



采矿 设计手册

矿产地质卷 上

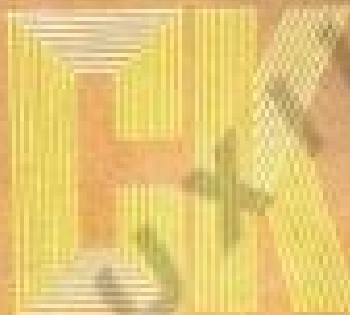
中国建筑工业出版社



采矿 设计手册

矿产地质卷 下

中国地质工业出版社



www.duxidu.com

采矿设计手册

矿产地质卷 上 • 中国建筑工业出版社出版

本书为《采矿设计手册》的第一卷，共三篇：矿山设计地质工作篇主要有地质资料评价，矿床地质经济评价，工业指标制订，储量计算及矿石质量分析，采样及生产探矿设计，矿产工业要求等十二章；矿山岩石力学篇，共五章，主要介绍露天矿边坡设计，地下工程稳定性分析，岩移监测，矿石可崩性分析等；矿山防治水篇有涌水量计算，矿床疏干及防渗工程设计，地面塌陷预测，突然涌水及地表水监测防治，矿坑水的利用及排放等十三章。本书为从事地质勘探、矿山开采的工程设计、生产、科研人员工具书，为矿业、地质院校师生的重要参考书。

责任编辑：杨 桦 李金龙

采矿设计手册

(1)

矿产地质卷

(上、下册)

*

中国建筑工业出版社出版(北京西郊百万庄)

新华书店北京发行所发行 各地新华书店经售

北京昌平长城印刷厂印刷

*

开本：787×1092毫米 1/16 印张：130¹/₂ 插页 1 字数：3,161千字

1989年10月第一版 1989年10月第一次印刷

印数：1--1,530册 定价：79.90元(共两册)

ISBN 7-112-00453-5/TD·7

5567(平)

《采矿设计手册》编写单位

总编单位:

北京有色冶金设计研究总院

副总编单位:

长沙黑色冶金矿山设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

编委单位:

北京有色冶金设计研究总院

长沙黑色冶金矿山设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

长沙有色冶金设计研究院

参加单位:

长沙黑色冶金矿山设计研究院

北京有色冶金设计研究总院

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

长沙有色冶金设计研究院

南昌有色冶金设计研究院

昆明有色冶金设计研究院

兰州有色冶金设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

马鞍山钢铁设计研究院

秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院

Nov 9/11/01

化工矿山设计研究院
华北冶金矿山建设公司设计研究院
沈阳铝镁设计研究院
长沙化学矿山设计研究院
长春黄金设计院
苏州非金属矿山设计院
化学矿山规划设计院
广东省冶金设计院
山东省冶金设计院
鞍钢矿山公司设计院
四川非金属矿山设计院
核工业部第四设计研究院
乌鲁木齐有色冶金设计研究院
黑龙江省冶金设计院
湖南省冶金规划设计院
吉林省冶金设计院
湖北省冶金设计院
四川省冶金设计院
广西冶金设计院
贵州省冶金设计研究院
江苏省冶金设计院

《采矿设计手册》编委会顾问
费子文 徐大铨

《采矿设计手册》编委会

总 编：
张富民

副总编：
潘 燮 常林彝

编 委：
张富民 潘 燮 常林彝 徐 鼎 郑锡恩 林 参 陆礼镛

前 言

新中国成立三十七年以来，我国的采矿工业发展很快。根据我国的国民经济发展计划，采矿工业还要进一步发展，采矿技术还要进一步提高，采矿能力也要加快增长。设计工作是国民经济建设的一个关键环节，设计工作者只有不断吸收国内外先进技术和经验，努力提高设计水平和设计效率，才能取得一个较好的经济效益、环境效益和社会效益的工程设计成果。

《采矿设计手册》是在冶金工业部和中国有色金属工业总公司领导下，全国冶金系统设计院采矿业务建设网提议，由冶金工业部、中国有色金属工业总公司、化学工业部、国家建筑材料工业局、核工业部等五个部门组织三十一个设计研究单位、约共300余人，在总结国内外采矿技术和采矿设计工作经验的基础上进行编写的。曾走访国内五百余个厂矿、科研、教育及地质勘探等单位。希望通过这套《采矿设计手册》的编写和出版，能有助于提高我国今后采矿设计工作的效率和质量。

《采矿设计手册》是供采矿、地质及水文地质、井建、岩石力学及矿山机械设计人员使用的工具书。也可供地质勘探、厂矿、科研、教育等部门有关人员参考。全书共分矿产地质、矿床开采、井巷工程、矿山机械四卷。为了适应今后采矿设计工作的需要，在编写过程中，尽量吸收了国内外采矿工业的新技术，展望今后采矿技术的发展，注意收集系统工程、岩石力学、海洋采矿、溶浸等采矿工程领域内的一些新兴的科学技术的资料。本手册重点介绍实际应用的技术，不做纯理论性的阐述。

本手册中所列举的资料和数据，都是参考性质的，设计选用时，应以国家正式颁布的有关规程、规范和规定为准。本手册中采用国家法定计量单位，但引用有关国家原规范中的条文、公式，仍用原来单位制。

在本手册编写过程中，各有关部门和单位给予了大力支持和帮助，冶金工业部贝念明、辛静如同志，中国有色金属工业总公司基建部方开栋、张绍达同志为组织《采矿设计手册》的编写，不遗余力，作了大量工作。每卷还特别邀请有关行业的专家，提供了许多宝贵的意见，还有许多厂矿、科研、教育及地质勘探单位，给予了很大的帮助。中国建筑工业出版社热情地协助我们做了很多工作。《采矿设计手册》的出版是大家共同努力的结晶。在此，我们一并表示衷心的感谢。

由于我们编写人员技术水平和经验不足，书中一定还有不少欠妥和错误之处，希望读者给予批评指正。

《采矿设计手册》编写委员会

一九八六年十月一日

《采矿设计手册》卷目

1.《矿产地质卷》

上册：第一篇 矿山设计地质工作

第二篇 矿山岩石力学

下册：第三篇 矿山防治水

附 录

2.《矿床开采卷》

上册：绪 论

第一篇 露天开采

下册：第二篇 地下开采

附 录

3.《井巷工程卷》

井巷工程

附 录

4.《矿山机械卷》

第一篇 矿山机械

第二篇 架空索道

附 录

《矿产地质卷》主、副编单位及编审人员

主编单位:

长沙有色冶金设计研究院

副主编单位:

长沙黑色冶金矿山设计研究院

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

主 编:

邱世联

副主编:

杨学敏 李玉山

编审人员(按姓氏笔划顺序):

于润沧 王安则 王恩孚 田世丰 孙增辉 李玉山 李学明

宋来勋 张义之 张学渊 杨学敏 杨海学 杨景生 林 参

邱世联 罗良经 陈遇灏 赵慧文 姜玉玺 莫全伟 姚剑辉

黄启庚

部分章节特约审稿人:

北京工业大学 胡佩清

珠海市规划局 梁中民

中国科学院地质研究所 孙广中 谷 迅 周瑞光

北京钢铁学院 于学馥

长沙矿冶研究院 马 光

南昌有色冶金设计研究院 许庆达

长沙黑色冶金矿山设计研究院 周宏富

长沙有色冶金设计研究院 周志瑜

《矿产地质卷》编写说明

《矿产地质卷》由矿山设计地质工作篇、矿山岩石力学篇、矿山防治水篇及常用设计资料附录组成，分上、下两册出版。

本卷全面地介绍了我国三十多年来的矿山设计地质工作、矿山岩石力学和矿山防治水设计的经验，系统地编入了不同矿床类型和不同的矿山设计部门，在进行以上工作时的不同作法和要求，并尽可能多地收集和提供了大量的国内外最新的技术和资料，列举了若干有代表性的矿山和工程实例以满足这些专业开展各种类型矿山设计的需要。

本卷各部分所叙述的设计原则、工作方法、计算公式、技术经济指标和实例，均力求叙述清楚、文图协调、资料准确、数据可靠，以便读者查阅和使用。

本卷所涉及的有关技术要求，均以国家和有关部门的现行技术政策、规程规范和技术标准为准，在今后设计选用时，须注意与当时执行的有关规定进行校核，以免出现差错，卷内所列各项计量单位，除系摘录规范和规程原文者未加改动以外，均已按国务院1984年2月27日颁布的“常用法定计量单位”进行了换算，请读者在应用时注意。

本卷的编写工作，是根据冶金工业部和中国有色金属工业总公司下达的业务建设任务，在《采矿设计手册》编委会的统一组织和领导下，由冶金、有色、化工、建材系统28个设计院约80名专业技术人员，经过四年的共同努力完成的。其中岩石力学篇及其露天边坡设计一章，原分属井巷工程卷和矿床开采卷，编审工作由该两卷主、副编负责，后经编委会研究决定，将其并入本卷之中。

由于时间仓促，编写人员水平有限，难免存在错漏之处，请批评指正。

《矿产地质卷》编写组

一九八七年十月十日

《矿产地质卷》总目录

上册

第一篇 矿山设计地质工作

第一章 矿山设计地质工作基本要求..... 3	第八章 矿山化验室与岩矿鉴定室设计..... 283
第二章 矿山设计所需地质资料及勘探程度评价..... 19	第九章 砂矿设计地质工作..... 309
第三章 矿床地质经济评价..... 58	第十章 数学地质方法与电子计算机应用..... 365
第四章 矿床工业指标制定..... 104	第十一章 金属及非金属矿产工业要求..... 426
第五章 储量计算与矿石质量统计分析..... 138	第十二章 金属与非金属矿床勘探类型与勘探工程间距及各级储量比例要求..... 649
第六章 矿石选冶试验采样设计..... 211	
第七章 基建深矿与生产探矿设计..... 243	

第二篇 矿山岩石力学

第一章 岩石力学基础..... 775	第四章 地表与岩体移动监测..... 987
第二章 露天矿边坡设计..... 911	第五章 矿石可崩性分析..... 1041
第三章 地下工程稳定性分析..... 965	

下册

第三篇 矿山防治水

第一章 矿床水文地质勘探程度要求..... 1065	第八章 岩溶矿区地面塌陷的预测和防治..... 1546
第二章 一般矿山和砂矿设计水文地质工作..... 1078	第九章 矿井突然涌水的预测与防治..... 1581
第三章 矿坑涌水量计算..... 1100	第十章 矿区地表水防治..... 1610
第四章 矿床疏干..... 1160	第十一章 矿坑水的利用与排放..... 1636
第五章 矿床疏干水文地质计算..... 1259	第十二章 地下水及地表水监测..... 1734
第六章 注浆防渗帷幕..... 1446	第十三章 矿山防治水设计的技术经济评价..... 1753
第七章 防渗墙..... 1513	

附录

附录1 设计地质工作常用资料..... 1787	附录3 矿山防治水设计常用资料..... 1955
附录2 矿山岩石力学常用资料..... 1910	参考文献..... 2061

上册目录

第一篇 矿山设计地质工作

第一章 矿山设计地质工作基本	
要求	3
1.1 矿山设计地质工作的基本任务	3
1.2 矿山设计地质工作的主要内容和要求	4
1.3 搞好矿山设计地质工作须注意的几个问题	18
第二章 矿山设计所需地质资料及勘探程度评价	19
2.1 矿山设计所需地质资料	19
2.2 地质资料的评价	23
2.3 矿床勘探程度评价	24
第三章 矿床地质经济评价	58
3.1 矿床地质经济评价基本要求	58
3.2 矿床地质经济评价的准备工作	61
3.3 矿床地质经济评价实施	79
第四章 矿床工业指标制定	104
4.1 矿床工业指标制定的条件和基本要求	104
4.2 矿床工业指标内容	105
4.3 各项工业指标的制定方法	109
第五章 储量计算与矿石质量统计	
分析	138
5.1 储量计算	138
5.2 矿石质量统计分析	196
第六章 矿石选冶试验采样设计	211
6.1 矿石选冶试验概述	211
6.2 采样设计的基本要求	214
6.3 采样设计编制	216
6.4 某铝土矿工业试验采样设计实例	233
第七章 基建探矿与生产探矿	
设计	243
7.1 基建探矿设计	243
7.2 基建探矿施工图设计	256
7.3 生产探矿和开采取样设计	268
第八章 矿山化验室与岩矿鉴定室	
设计	283
8.1 矿山化验室设计	283
8.2 样品加工室设计	305
8.3 岩矿鉴定室设计	307
第九章 砂矿设计地质工作	309
9.1 概述	309
9.2 砂矿设计所需地质资料及其分析评价	319
9.3 砂矿床工业指标	341
9.4 砂矿可采储量计算	354
9.5 砂矿设计地质图件编制	357
9.6 砂矿基建探矿和生产探矿设计	358
第十章 数学地质方法与电子计算机应用	365
10.1 多边形法、剖面法、平面输入法储量计算	365
10.2 距离反比加权法储量计算	369
10.3 克立格法储量计算	375
10.4 协同克立格法和伴生有益组份的储量计算	406
10.5 回归分析法确定矿石体重	410
10.6 运用概率分布函数确定特高品位	416
10.7 效益比较法确定边界品位值	418
10.8 地质统计学法确定勘探工程间距	422
第十一章 金属及非金属矿产工业	
要求	426
11.1 金属矿产工业要求	427
11.2 非金属矿产工业要求	528
第十二章 金属与非金属矿床勘探类型与勘探工程间距及各级储量比例要求	649

12.1 金属矿床类型及工程间距与各级储量比例要求.....650	12.2 非金属矿床类型及勘探工程间距与各级储量比例要求712
-----------------------------------	---------------------------------------

第二篇 矿山岩石力学

第一章 岩石力学基础775	3.7 应用有限元法分析点柱充填采矿法中采区稳定性的实例980
1.1 岩石力学.....775	3.8 应用有限元法分析构造应力对崩落过程影响的实例983
1.2 矿山岩石力学的地质基础.....779	3.9 地下硐室的粘弹性有限元分析实例984
1.3 地应力.....804	3.10 应用边界元法进行大型硐室设计的实例985
1.4 岩块的物理力学性质.....830	第四章 地表与岩体移动监测987
1.5 软弱材料的物理力学性质.....869	4.1 露天矿边坡监测与管理.....987
1.6 岩体的力学性质.....876	4.2 地表移动监测.....992
第二章 露天矿边坡设计911	4.3 巷道变形监测.....994
2.1 影响边坡稳定性的主要因素及设计基础资料.....911	4.4 采场监测.....995
2.2 边坡稳定分析与计算.....916	4.5 岩爆预测和预防.....1014
2.3 边坡加固.....952	4.6 常用的测试仪器.....1016
第三章 地下工程稳定性分析965	4.7 岩石力学实验室.....1037
3.1 稳定性计算发展概况.....965	第五章 矿岩可崩性分析1041
3.2 应用有限元法的设计原则.....966	5.1 矿岩可崩性分析概述.....1041
3.3 应用有限元法分析矿柱稳定性(实例).....967	5.2 影响矿岩可崩性的因素.....1042
3.4 应用有限元法分析充填体强度对采场稳定性影响的实例.....968	5.3 可崩性分级.....1050
3.5 应用有限元法分析开采对竖井稳定性影响的实例.....970	5.4 崩落块度预测.....1055
3.6 应用有限元法分析采区稳定性实例.....971	5.5 诱导方法的应用.....1059

下册目录

第三篇 矿山防治水

第一章 矿床水文地质勘探程

度要求1065

- 1.1 矿床水文地质类型、特征及各
类矿床应着重查明的问题1065
- 1.2 矿床水文地质勘探程度要求1068
- 1.3 矿区水文地质资料的评价1076

第二章 一般矿山和砂矿设计

水文地质工作1078

- 2.1 一般矿山和砂矿设计所需水
文地质资料1078
- 2.2 一般矿山设计的水文地质工作1083
- 2.3 砂矿设计水文地质工作1085

第三章 矿坑涌水量计算.....1100

- 3.1 影响矿坑涌水量计算的主要
因素1100
- 3.2 矿坑涌水量水文地质参数的
确定1106
- 3.3 井巷工程涌水量计算1115
- 3.4 地下开采矿坑总涌水量计算1142
- 3.5 露天采矿场总涌水量计算1152

第四章 矿床疏干1160

- 4.1 矿床疏干设计的基本原则和
内容1160
- 4.2 矿床疏干试验和设计的一般
要求1164
- 4.3 矿床疏干方式与疏干方法1166
- 4.4 地表疏干1170
- 4.5 地下疏干1227
- 4.6 联合疏干1256

第五章 矿床疏干水文地质计

算1259

- 5.1 概述1259
- 5.2 稳定流解析法1262
- 5.3 非稳定流解析法1314
- 5.4 矿床疏干水文地质计算数
值法1353

第六章 注浆防渗帷幕1446

6.1 注浆防渗帷幕设计基本原则
与要求1446

6.2 注浆防渗帷幕的结构形式及
平面布置1454

6.3 注浆方法及注浆工艺1457

6.4 注浆主要技术参数的确定1466

6.5 注浆材料1479

6.6 注浆机具1490

6.7 注浆钻探工程量及材料消耗量计
算1500

6.8 注浆防渗帷幕堵水效果的检验
方法1501

6.9 注浆防渗帷幕应用实例1504

第七章 防渗墙.....1513

7.1 防渗墙设计所需的资料1513

7.2 填筑式防渗墙1513

7.3 高压喷射注浆防渗墙1528

7.4 防渗墙应用实例1541

第八章 岩溶矿区地面塌陷的

预测和防治1546

8.1 我国岩溶矿区地面塌陷的基
本情况1546

8.2 岩溶矿区地面塌陷的危害1547

8.3 塌陷的规律和预测1553

8.4 地面塌陷工程地质勘察要求1565

8.5 地面塌陷的防治1571

第九章 矿井突然涌水的预测

与防治1581

9.1 矿井突然涌水的危害及防治
突然涌水的有关规定1581

9.2 突然涌水的预测1585

9.3 突然涌水的防治1593

第十章 矿区地表水防治.....1610

10.1 矿区地表水防治工程设计的
原则和基本要求1610

10.2 设计所需基础资料1614

10.3 截水沟和河流改道1616

10.4 跌水与陡坡1639

10.5 防洪堤.....	1649	12.2 气象监测.....	1736
10.6 河床渗漏的防治.....	1651	12.3 地表水监测.....	1739
10.7 调洪水库.....	1659	12.4 地下水监测.....	1741
10.8 泄洪隧洞.....	1681	第十三章 矿山防治水设计技术	
第十一章 矿坑水的利用与排		经济评价.....	1753
放.....	1686	13.1 矿山防治水设计经济评价的特点	
11.1 矿坑水的利用.....	1686	和要求.....	1753
11.2 矿坑污水的排放.....	1703	13.2 矿山防治水设计的经济评价方法.....	1754
11.3 矿坑污水的防治.....	1712	13.3 矿山防治水方案的经济效益比较.....	1757
第十二章 地下水及地表水监		13.4 矿山防治水设施的经营费.....	1758
测.....	1734	13.5 矿山防治水技术经济参考指	
12.1 监测站网的设立.....	1734	标和资料.....	1759
附录		附录	
附录1 设计地质工作常用资		附1 13 选冶样品分析允许偶然误差	
料.....	1787	(试行).....	1896
附1.1 周期表元素分类.....	1787	附1.14 常见标准筛制.....	1908
附1.2 元素主矿物.....	1787	附录2 矿山岩石力学常用资	
附1.3 地层与地质年代.....	1792	料.....	1910
附1.4 矿、岩物理力学性质指标经		附2.1 国内外地震区、带划分及	
验数据.....	1810	地震烈度资料.....	1910
附1.5 常用钻探设备.....	1814	附2.2 非线性地下工程有限元	
附1.6 矿山测量仪器.....	1820	程序.....	1920
附1.7 试样破碎加工设备.....	1824	附录3 矿山防治水设计常用	
附1.8 岩矿鉴定、化学分析、仪器		资料.....	1955
分析设备.....	1832	附3.1 水文地质计算常用资料.....	1955
附1.9 我国矿床规模划分标准参考		附3.2 地表防治水设计常用资料.....	1990
资料.....	1846	附3.3 水文地质条件分类.....	2029
附1.10 岩矿分析允许偶然误差.....	1849	附3.4 环境水对混凝土侵蚀性的判识	
附1.11 铁矿石相分析允许偶然误差.....	1879	标准.....	2030
附1.12 冶金部地质化验允许偶然误		附3.5 降水孔疏干用深井泵和潜水泵系	
差.....	1879	列、规格及主要技术性能.....	2033
参考文献.....	2061		

第 一 篇

矿山设计地质工作

第一章 矿山设计地质 工作基本要求

编写单位 长沙有色冶金设计研究院

秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院

长沙黑色冶金矿山设计研究院

编写人 邱世联 陈遇源 曹铭芝 杨学敏 莫全伟

1.1 矿山设计地质工作的基本任务

矿山设计地质工作是矿山企业设计的一项基础工作，其主要任务是：

(1) 在设计前的地质勘探阶段，根据矿山建设需要和地质勘探规范的规定，通过现场调查研究和资料分析，从实际情况出发，提出地质勘探程度的合理要求，并进行地质咨询。内容包括矿床合理勘探程度确定、矿床地质经济评价、储量计算工业指标制定、矿石选(冶)试验采样设计等。

矿床合理勘探程度确定包括：矿床地质研究程度、勘探工程控制程度、矿石性质研究程度、开采技术条件查明程度、水文地质查明程度、综合勘探及综合评价等。

矿床地质经济评价在普查阶段为概略评价，在详查阶段为初步评价，在勘探阶段为详细评价。进行矿床地质经济评价的目的，是为了确定矿床工业开发利用预期的经济价值，为下一阶段地质工作或矿床开发工作，提供地质和技术经济依据。

储量计算工业指标在普查、详查阶段，由地质部门自行确定；在勘探阶段，则需由地质勘探部门提供必要的地质基础资料、试算方案和对工业指标的初步意见，由设计部门进行技术经济分析后确定，报工业主管部门审批下达。

矿石选(冶)试验在地质勘探阶段分为可选(冶)性试验、实验室连续性试验、实验室扩大试验等，设计地质工作应对其试验样品的代表性和试验结果进行评价，或接受委托进行采样设计。

(2) 在设计准备阶段，矿山设计地质工作的主要任务是参加矿产资源调查、矿山建设规划、矿山建设项目建议书和可行性研究工作。

矿产资源调查是了解矿区资源条件和建设条件，对矿床开采价值作出评价，编写资源调查报告，对矿床地质勘探存在问题的解决和矿山建设的可能性提出意见和看法；

在矿山建设规划中，设计地质工作应收集和整理规划所需的地质资料，根据资源条件和建设条件，参与矿山建设规划的研究和制订；

在编制矿山建设项目建议书时，设计地质工作应提供地质基础资料，为合理拟定开采方式、开采范围、建设规模、产品方案和厂址选择等提供地质依据，并经过对地质资料的

分析评价,提出在矿山建设前期工作中,应补充进行的地质工作内容和要求;

在进行矿山建设可行性研究时,设计地质工作应收集和评价地质资料、编制地质图件、计算储量和矿坑涌水量,并提出可能的基建探矿工程量和投资估算,水文地质条件复杂的矿床,应提出初步的疏干或其它防治水方案并进行投资估算。

(3)在初步设计阶段,设计地质工作的主要任务为分析评价地质资料、提供加工编制的各项地质资料、进行生产探矿和开采取样设计以及必要时的基建探矿、矿山化验室、样品加工房、岩矿鉴定室等设计。

地质资料评价,主要是对地质资料的可靠性和完整性进行分析研究,对能否作为矿山建设依据作出结论;

为设计提供加工整理后的地质资料,包括制作各种地质图件、计算储量、统计分析矿石质量、计算矿坑涌水量等;

进行基建探矿设计,确定探矿手段、工程间距、工程量和投资概算;

进行生产探矿和开采取样设计,确定探矿手段、工程间距、开采取样的方法、网度和年工作量,并提出矿山地质测量的人员编制和所需仪器、设备。

(4)在施工图设计阶段,当需要时,设计地质工作要在批准的初步设计基础上,编制基建探矿施工图。

(5)在矿山基建施工阶段,当需要时,要进行施工服务,根据施工揭露的地质情况,及时处理设计问题,指导施工。

此外,在矿山建成投产后,具备条件时,还应注意做好探采对比和设计回访总结工作。

1.2 矿山设计地质工作的主要内容和要求

1.2.1 地质资料评价

地质资料评价,是对供矿山设计依据的地质资料的完整性和可靠性进行分析,对其能否作为矿山建设设计依据作出结论。其基本要求如下:

(1)说明矿床的成矿地质条件和矿化特征,以及矿床成因或工业类型。

(2)说明矿床勘探类型、勘探手段、勘探工程间距,评价其合理性。

(3)说明地质勘探的采样方法、采样规格、化验项目、内外检及地质、地形测量等情况,评价其质量。

(4)说明矿床的地质研究程度和控制程度、矿石性质研究程度和开采技术条件、水文地质条件及工程地质条件的查明程度,并进行评价。

(5)说明矿床储量计算工业指标、储量计算方法、各级储量比例、高级储量位置、勘探工程质量及其它勘探工作质量,并进行评价。

(6)对地质勘探报告的文字内容、图、表的完整性和可靠性进行评价。

综合上述情况,地质资料评价应指出地质资料中存在的问题及其对矿山企业设计、建设和生产可能造成的影响,并提出应采取的有关补救措施,作出能否作为设计依据的结论。

1.2.2 提供矿床地质基本特征资料

为满足矿山企业设计要求,设计地质工作需提供经过分析、鉴定后的有关矿床地质特征的下列基础资料。

(1)说明区域构造特征及矿床在区域构造中的位置;说明区域范围内地层的时代、岩性、厚度、接触关系、分布及其含矿性;说明区域范围内岩浆岩种类、分布及其与矿床产出的关系;说明区域范围内变质作用的类型、强度、变质相带分布及其对矿床的影响。

(2)说明矿区范围内地层时代、层序、岩性、厚度、产状、接触关系及其分布。重点说明控矿层及其沿走向、倾向的变化规律,并说明标志层的特征;说明矿区褶皱、断裂、节理、裂隙、破碎带的性质、特征、产状、规模、分布及其对矿床的影响,重点说明对控制矿体(层)形态、边界条件、空间位置及破坏矿体(层)完整性的构造,对密集出现的小型构造,应说明其性质、产状、分布和发育密集程度等情况;说明矿区范围内岩浆岩的种类、形态、规模、产状、分布,重点说明对矿体的控制和后期岩浆岩对矿体的破坏;说明矿区范围内岩石的变质程度和变质岩相,并说明岩石风化程度及风化深度;说明围岩蚀变的种类、特征及其与成矿的关系。

(3)说明矿床成因类型、工业类型及矿化富集规律;说明矿体数量、埋藏条件、空间位置及相互关系;说明矿体规模、形态、产状、厚度及矿体纵横变化;说明小矿体与主矿体的关系;说明矿体顶底板围岩的岩性及变化情况,以及与矿体的接触关系;说明矿体中夹层的性质及其分布;说明矿床的氧化程度或风化程度;说明氧化矿石、混合矿石、原生矿石或风化矿石的分布范围;说明矿区内共生矿产的赋存条件及开采价值;说明矿床发展远景。

(4)说明矿石中有用矿物和脉石矿物的种类、含量、粒度、共生组合特征;说明矿石主要有用组份及造渣组份的种类、含量、赋存状态和分布规律,并说明其沿矿体走向、倾向、厚度方向的变化情况;有的矿种还应作出品位频率直方图、品位分布概率模型、品位的均值、方差及标准差、95%置信水平的置信限、反映品位空间相关性及各向异性的变异函数模型等;有的矿种,已确定矿山开采规模和最小开采单元尺寸时,尚需计算采出矿石的年、月、日品位波动值,并指出开采时应采取的品位均衡措施和设置配矿场的必要性;说明矿石的结构、构造特征,有用矿物的嵌布特性、矿石的自然类型、工业类型、工业品级划分及分布特征,按矿石类型、品级说明矿石和夹层的化学成分,并指出主要有用、有害组份的平均值、最大值、最小值及波动范围;说明矿石含泥情况;说明矿石加工技术试验方法、试验结果、伴生有益组份综合回收情况及有害杂质剔除的可能性。

(5)说明矿石和近矿围岩物理力学性质,矿石和近矿围岩的体重、硬度、抗压强度、抗剪强度、抗拉强度、块度、湿度、松散系数、自然安息角、内摩擦角等参数,当品位与体重有相关性时,应作出品位与体重的回归曲线和回归方程;在露天境界范围内有较厚的表土层时,应说明表土层的密度、体重、孔隙率、液限、压缩性、承载力、颗粒级别、内聚力、内摩擦角等物理力学参数;说明褶皱、断裂、破碎带、节理、裂隙的发育程度、产状和分布范围;说明老窿、溶洞、泥石流、滑坡、塌陷、地表沉降等不良工程地质现象的存在及发育情况;综合说明矿石及近矿围岩的稳定性;工程地质条件复杂的矿区,应根据勘察部门提供的工程地质勘察报告,说明岩石力学性质,其内容见本卷《矿山岩石力学篇》。

(6)说明开采时对人体及周围环境起有害作用的各种物质成分,并说明这些物质的存

在条件和影响程度。

(7) 矿床处于地震活动区时, 应说明矿区的地震烈度。

(8) 应说明矿床水文地质条件, 有关内容详见本卷《矿山防治水篇》。

1.2.3 储量计算及矿石质量统计分析

储量计算及矿石质量统计分析是设计过程中一项重要工作内容, 其成果是采、选(冶)工艺设计不可缺少的基础资料, 其基本要求如下。

(1) 说明地质勘探报告中储量计算工业指标的下达单位、文号及工业指标内容。

(2) 说明矿产储量委员会批准储量的决议书、文号, 并列表说明批准的储量。

(3) 说明计算阶段储量的原则、方法, 列表说明计算成果。

(4) 说明矿石质量统计分析的内容、方法, 列表说明根据开采阶段统计矿石质量的成果, 对矿石产品方案、质量控制、综合利用及是否需要采取相应措施等提出建议。

(5) 说明设计中计算的储量与矿产储量委员会批准储量的对比情况, 并说明设计计算的储量的可靠性。

(6) 采用电子计算机计算储量时, 应简要说明所采用的计算程序, 评价其可靠性, 并应附各阶段的块段(block)储量与品位估值图、阶段汇总表等成果。

(7) 说明储量计算中需要说明的其它问题。

1.2.4 地质图件编制

地质图件的编制, 主要在初步设计阶段进行。根据不同矿区的实际需要, 分别编制矿区(床)地形地质图、阶段地质平面图、勘探线剖面图、矿体垂直纵投影图、矿体水平投影图、矿体底(顶)板等高线图、矿体等厚线图、地表矿石品级分布平面图、辅助地质图等。编制这些图件时, 应结合开采设计需要, 做到比例尺适当、内容完整、线型合理、字体工整、精度符合要求。

(1) 矿区(床)地形地质图: 比例尺为 1:500~1:2000。图上需表示座标线、地形等高线、水系、各种实测与推断的地质界线、主要建(构)筑物、交通线、主要探矿工程、剖面线等, 并由采矿专业附上露天开采境界、爆破危险范围或地下井巷的地表井口位置(或投影位置)和开采错动带等, 参见图 1-1-1。

(2) 阶段地质平面图: 比例尺 1:500~1:2000。图上需表示座标线、勘探线、勘探工程、地质界线、矿体和矿石品级界线、矿石类型界线、储量级别。露天开采的阶段地质平面图, 尚应表示阶段地形线、露天开采境界; 地下开采的阶段地质平面图, 应表示井巷位置、采空区和老窿位置。

露天开采阶段地质平面图, 有按阶段标高、按阶段顶底线标高和按阶段中线标高三种编制方法, 分别参见图 1-1-2、图 1-1-3、图 1-1-4。

地下开采阶段地质平面图, 均按阶段标高编制, 见图 1-1-5。

(3) 勘探线剖面图: 比例尺为 1:500~1:2000。图上需表示剖面地形线、方位、标高线、探矿工程、地质界线、矿体界线、矿石类型和矿石品级界线、储量级别等内容。露天开采需表示开采境界、阶段标高; 地下开采需表示开采井巷和阶段标高, 见图 1-1-6、图 1-1-7。

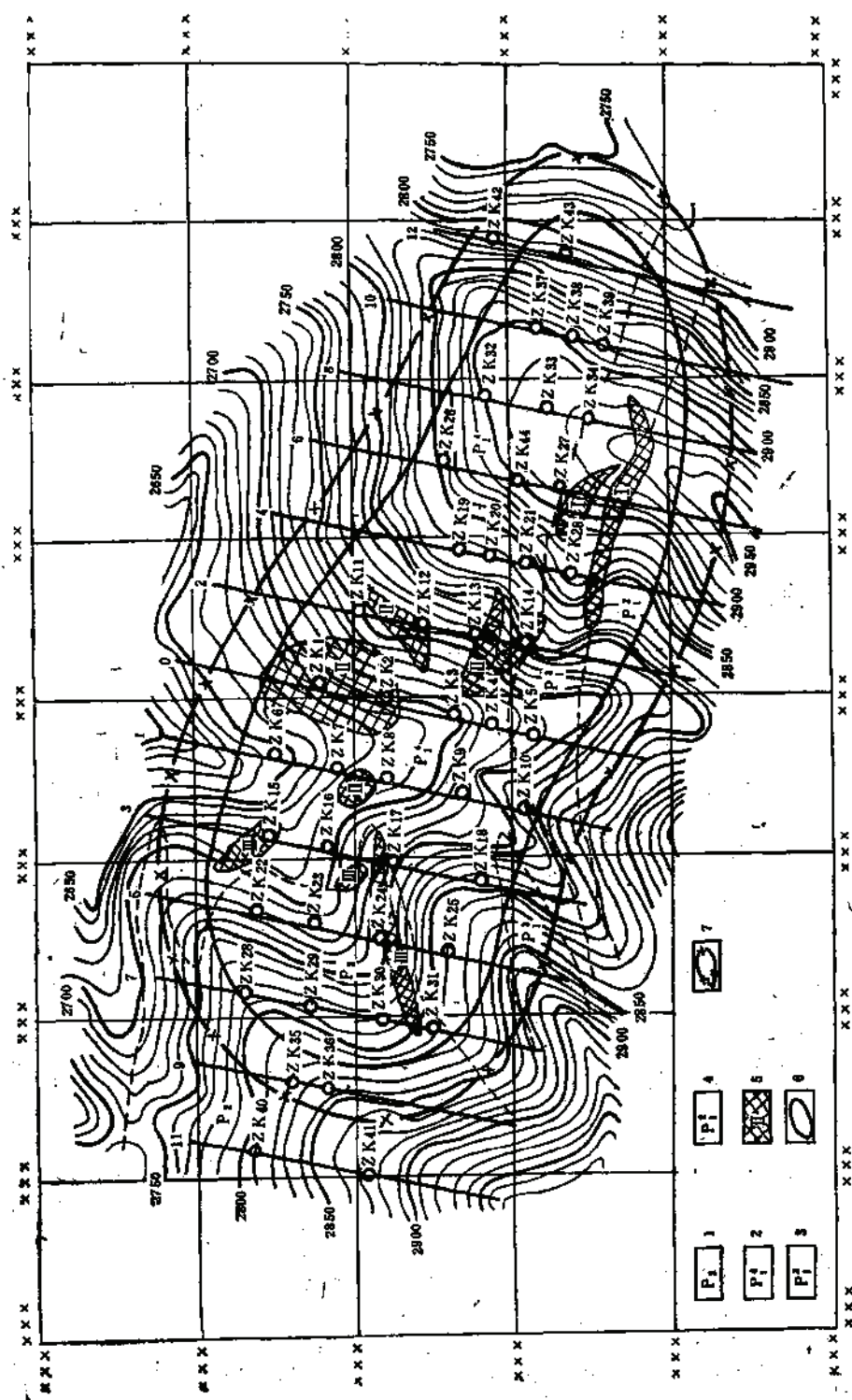


图 1-1-1 矿区(床)地形地质图

1—上二叠统砂岩；2—下二叠统砂岩；3—下二叠统砂岩；4—下二叠统砂岩；5—下二叠统砂岩；6—下二叠统砂岩；7—下二叠统砂岩；8—下二叠统砂岩；9—下二叠统砂岩；10—下二叠统砂岩；11—下二叠统砂岩；12—下二叠统砂岩；13—下二叠统砂岩；14—下二叠统砂岩；15—下二叠统砂岩；16—下二叠统砂岩；17—下二叠统砂岩；18—下二叠统砂岩；19—下二叠统砂岩；20—下二叠统砂岩；21—下二叠统砂岩；22—下二叠统砂岩；23—下二叠统砂岩；24—下二叠统砂岩；25—下二叠统砂岩；26—下二叠统砂岩；27—下二叠统砂岩；28—下二叠统砂岩；29—下二叠统砂岩；30—下二叠统砂岩；31—下二叠统砂岩；32—下二叠统砂岩；33—下二叠统砂岩；34—下二叠统砂岩；35—下二叠统砂岩；36—下二叠统砂岩；37—下二叠统砂岩；38—下二叠统砂岩；39—下二叠统砂岩；40—下二叠统砂岩；41—下二叠统砂岩；42—下二叠统砂岩；43—下二叠统砂岩；44—下二叠统砂岩；45—下二叠统砂岩；46—下二叠统砂岩；47—下二叠统砂岩；48—下二叠统砂岩；49—下二叠统砂岩；50—下二叠统砂岩；51—下二叠统砂岩；52—下二叠统砂岩；53—下二叠统砂岩；54—下二叠统砂岩；55—下二叠统砂岩；56—下二叠统砂岩；57—下二叠统砂岩；58—下二叠统砂岩；59—下二叠统砂岩；60—下二叠统砂岩；61—下二叠统砂岩；62—下二叠统砂岩；63—下二叠统砂岩；64—下二叠统砂岩；65—下二叠统砂岩；66—下二叠统砂岩；67—下二叠统砂岩；68—下二叠统砂岩；69—下二叠统砂岩；70—下二叠统砂岩；71—下二叠统砂岩；72—下二叠统砂岩；73—下二叠统砂岩；74—下二叠统砂岩；75—下二叠统砂岩；76—下二叠统砂岩；77—下二叠统砂岩；78—下二叠统砂岩；79—下二叠统砂岩；80—下二叠统砂岩；81—下二叠统砂岩；82—下二叠统砂岩；83—下二叠统砂岩；84—下二叠统砂岩；85—下二叠统砂岩；86—下二叠统砂岩；87—下二叠统砂岩；88—下二叠统砂岩；89—下二叠统砂岩；90—下二叠统砂岩；91—下二叠统砂岩；92—下二叠统砂岩；93—下二叠统砂岩；94—下二叠统砂岩；95—下二叠统砂岩；96—下二叠统砂岩；97—下二叠统砂岩；98—下二叠统砂岩；99—下二叠统砂岩；100—下二叠统砂岩。

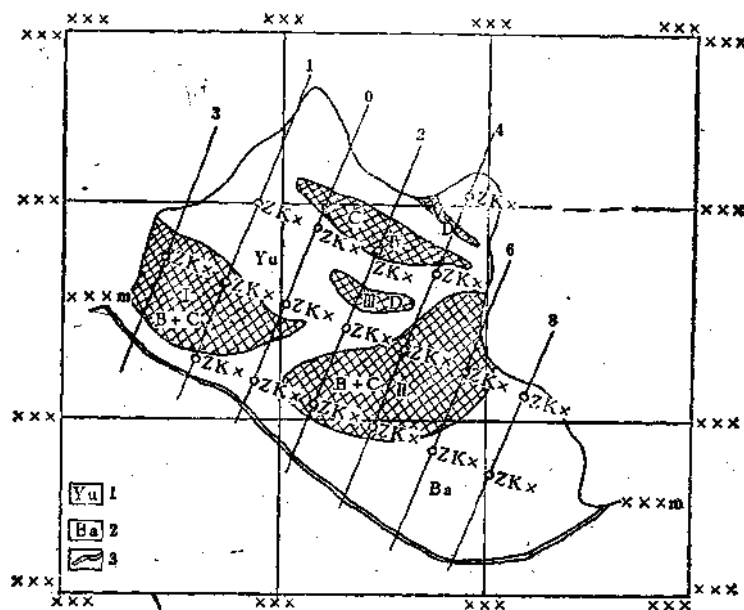


图 1-1-2 阶段地质平面图 (按阶段标高)

1—云英岩或云英岩化花岗岩；2—爆发角砾岩；

3—露天开采界线

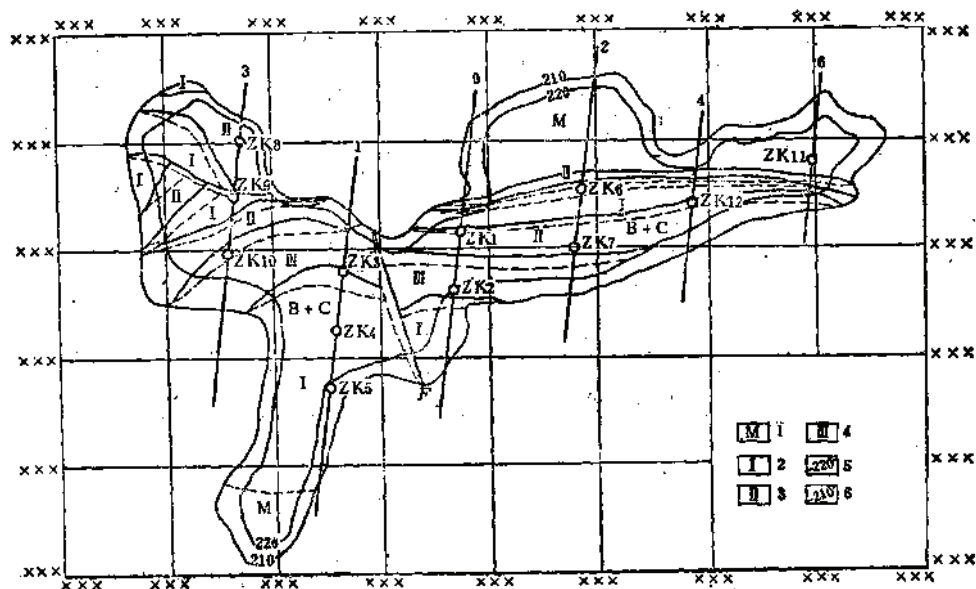


图 1-1-3 阶段地质平面图 (按阶段顶、底线标高)

1—大理岩；2—I级品矿石；3—II级品矿石；4—III级品矿石；

5—220m标高地质界线；6—210m标高地质界线

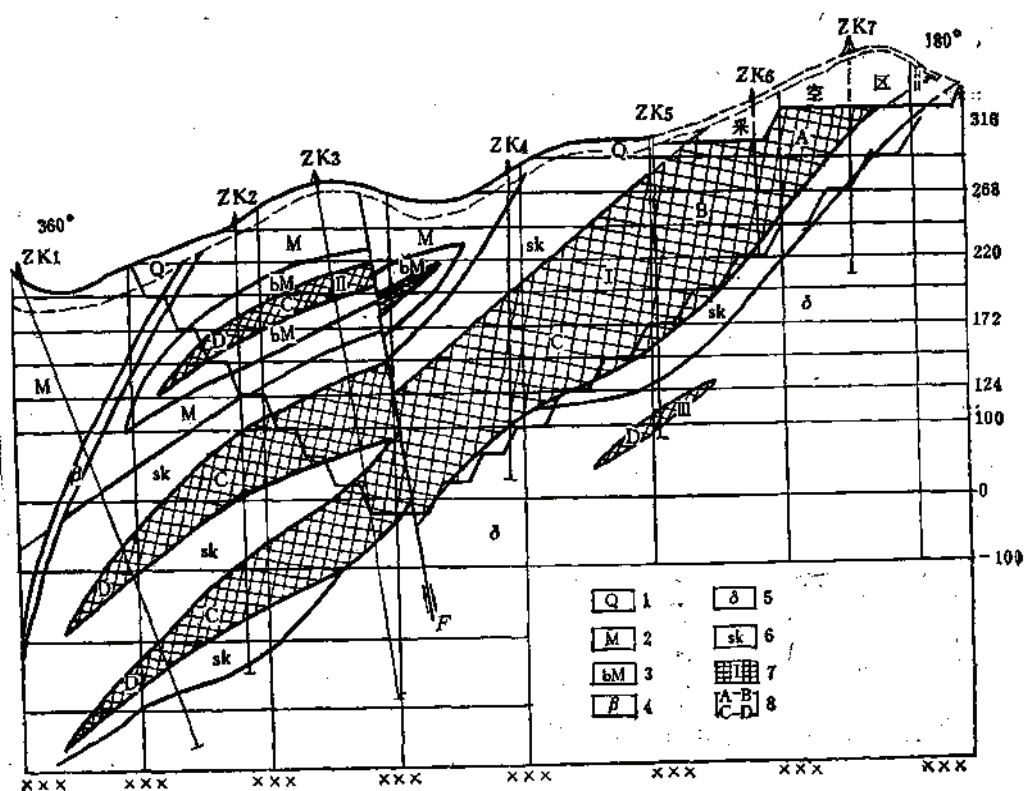


图 1-1-6 勘探线剖面图

1—表土；2—大理岩；3—角砾状大理岩；4—辉绿岩脉；5—闪长岩；
6—砂卡岩；7—矿体；8—储量级别

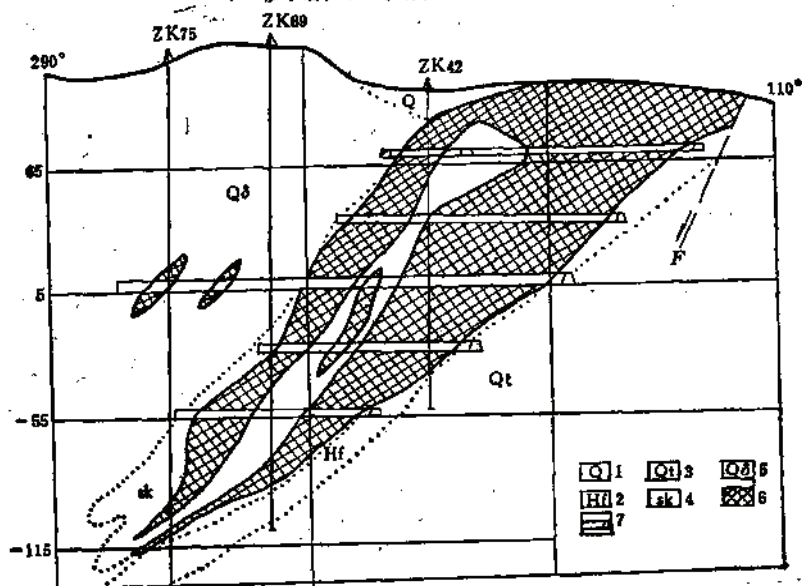


图 1-1-7 勘探线剖面图

1—表土；2—角闪岩；3—石英岩；4—砂卡岩；
5—石英闪长岩；6—矿体；7—设计巷道

(4) 矿体垂直纵投影图：比例尺为 $1:500 \sim 1:2000$ ，图上需表示地形线、座标线、勘探线，主要勘探工程、阶段标高、主要地质界线、矿石类型和品级界线、储量级别等。见图 1-1-8、图 1-1-9。

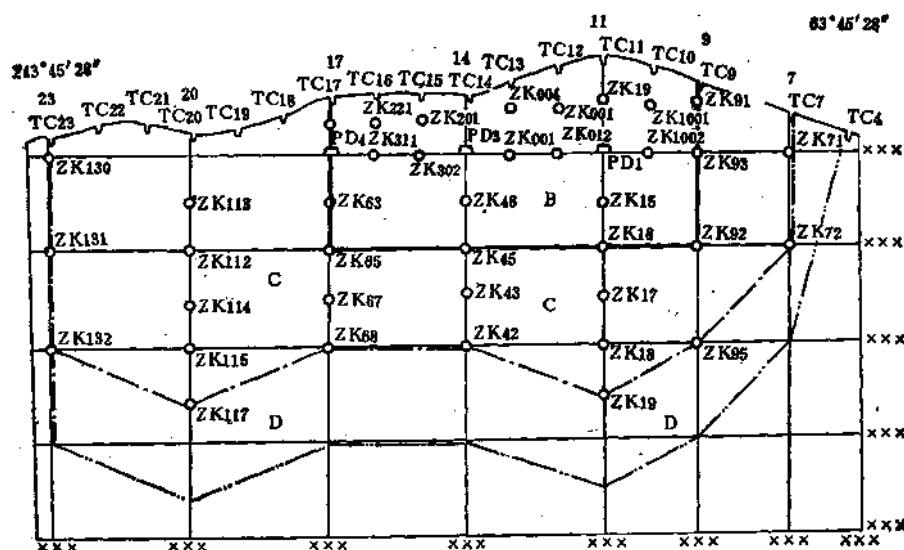


图 1-1-8 矿体垂直纵投影图

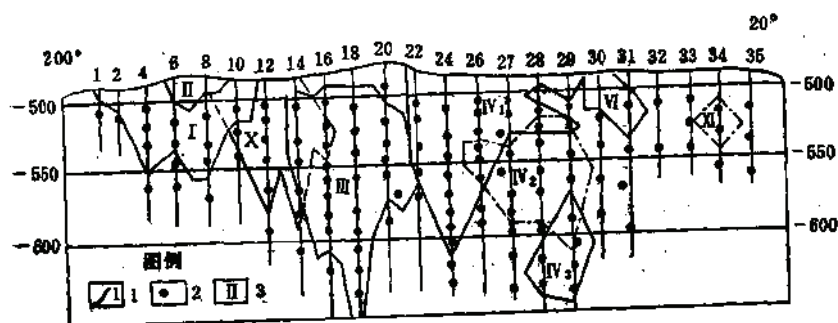


图 1-1-9 矿体复合垂直纵投影图
1—勘探线及编号；2—钻孔；3—矿体编号

(5) 矿体水平投影图: 设计的矿床中矿体为缓倾斜时, 需编制矿体水平投影图, 比例尺为 $1:500 \sim 1:2000$, 图上需表示的内容与矿体垂直纵投影图相同, 见图 1-1-10。

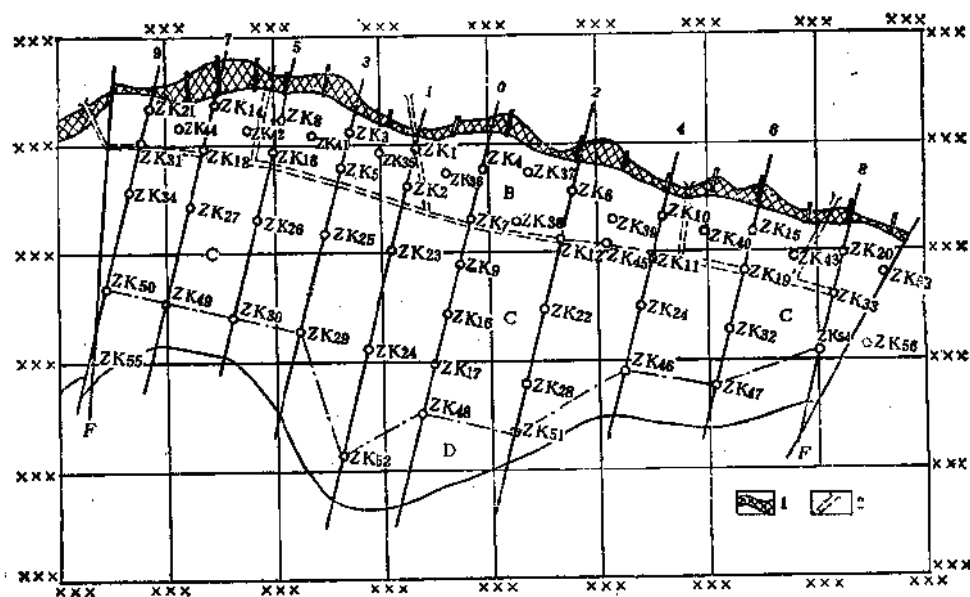


图 1-1-10 矿体水平投影图

1—矿体露头; 2—井巷设计

(6) 矿体底(顶)板等高线图: 设计的矿床中, 矿体为缓倾斜时, 需编制矿体底(顶)板等高线图, 比例尺为 $1:500 \sim 1:2000$ 。图上需表示坐标线、勘探线、纵剖面线、勘探工程及矿体底(顶)板标高、底(顶)板等高线、储量级别、主要地质界线、采空区、主要设计井巷工程等。见图 1-1-11。

(7) 矿体等厚线图: 当矿体为缓倾斜时, 需编制矿体等厚线图, 比例尺为 $1:500 \sim 1:2000$ 。图上需表示坐标线、勘探线、纵剖面线、勘探工程及矿体厚度、矿体等厚线、储量级别、主要地质界线、采空区、主要设计井巷工程等, 见图 1-1-12。

(8) 地表矿石品级分布平面图: 露天开采具有多品级矿石的矿床时, 需编制地表矿石品级分布平面图。它反映覆盖层被剥离后, 出露的各品级矿石分布情况。比例尺为 $1:500 \sim 1:2000$ 。图上需表示坐标线、勘探线、纵剖面线、地质界线、勘探工程、矿体、矿石类型和品级等。见图 1-1-13。

(9) 辅助地质剖面图: 在某些情况下, 为满足布置井巷工程的需要, 须编制辅助地质剖面图。辅助地质剖面图一般是根据矿区地形地质图、勘探线剖面图或阶段地质平面图进行编制, 比例尺为 $1:500 \sim 1:2000$ 。图上需表示坐标线、勘探线、勘探工程、地形线、标高线及主要地质界线, 见图 1-1-14。

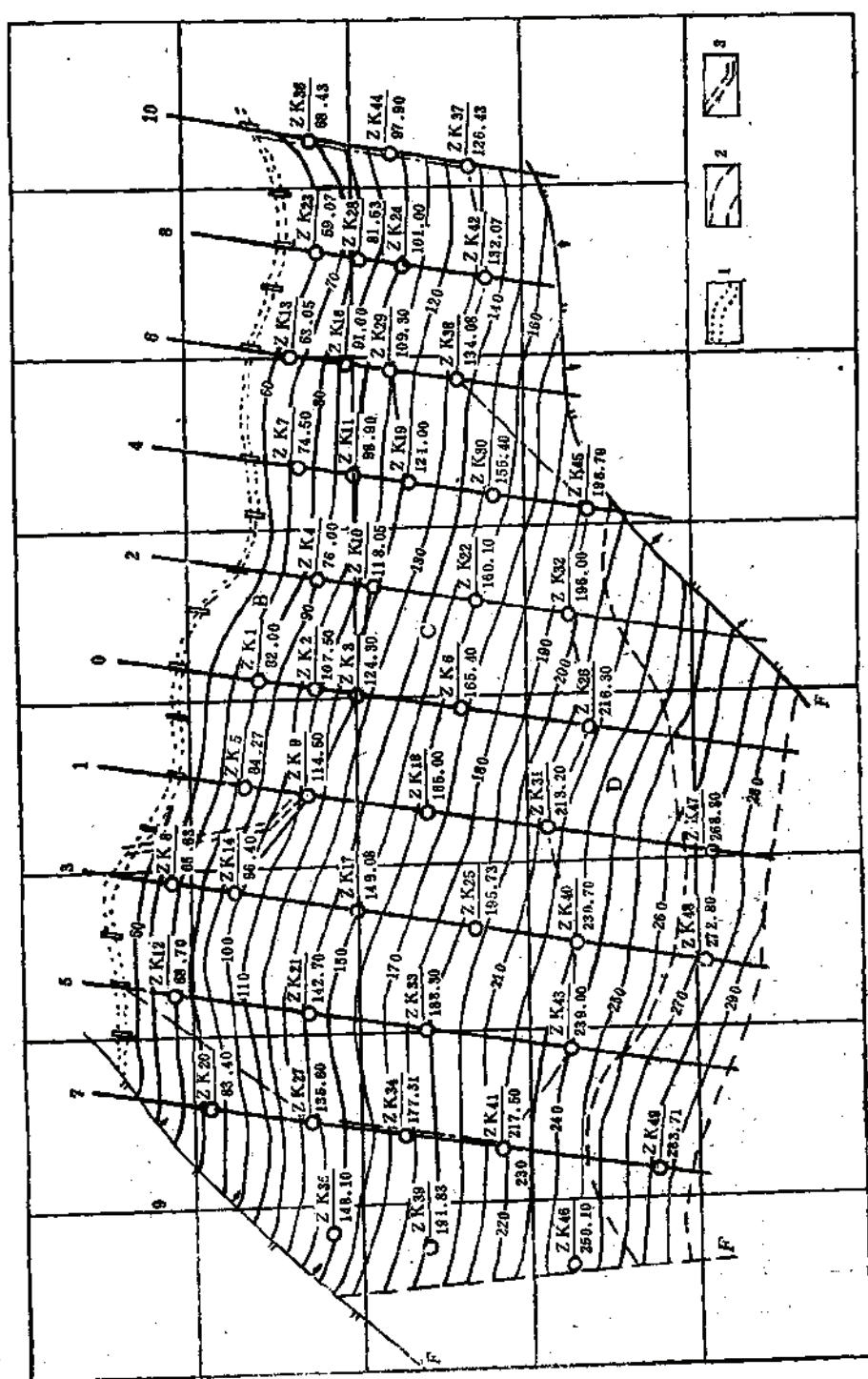


图 1-1-11 矿体轮廓(顶)板等高线图
1—矿体露头界线, 2—不可采边界, 3—断层

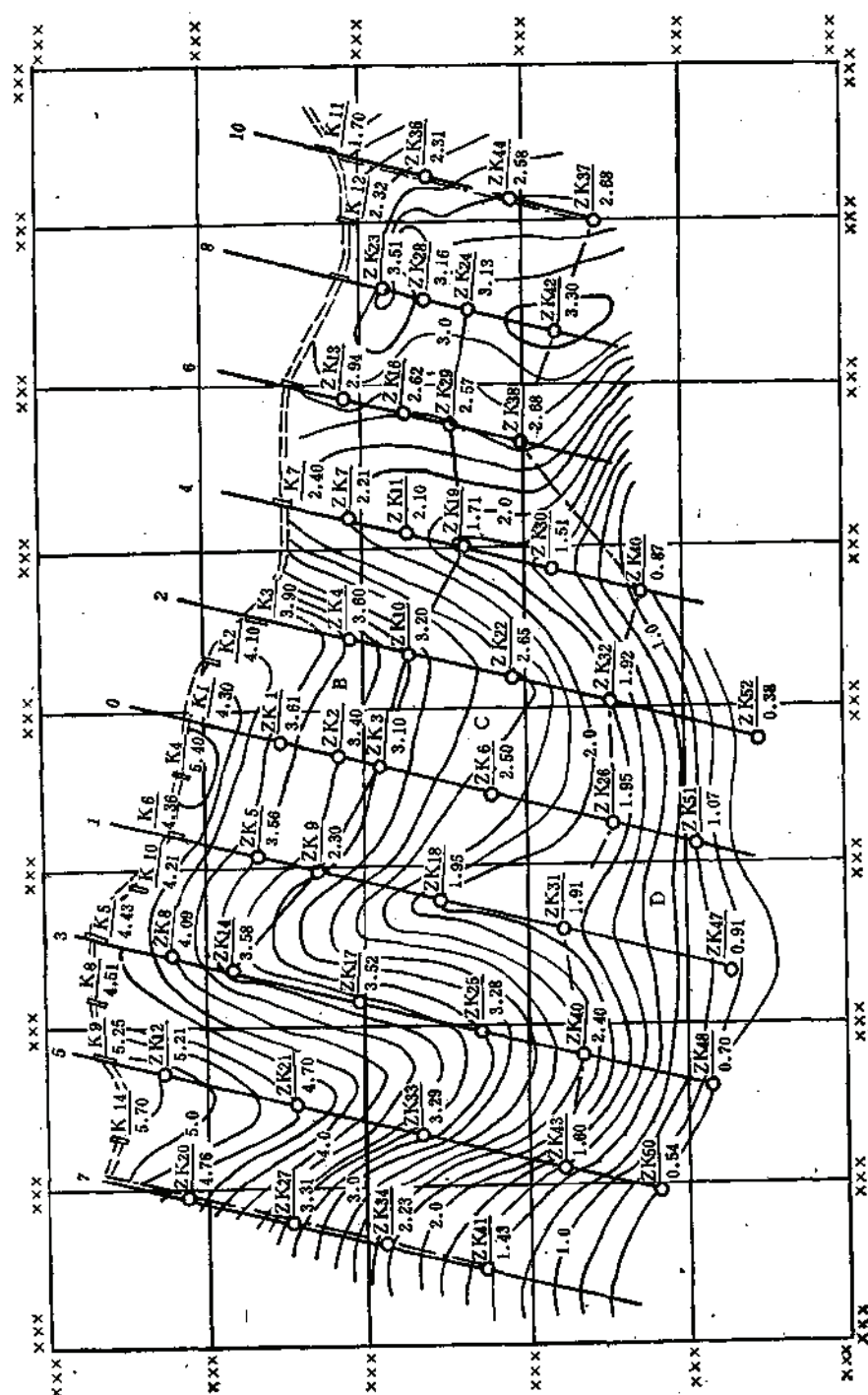


图 1-1-12 矿体等厚线图

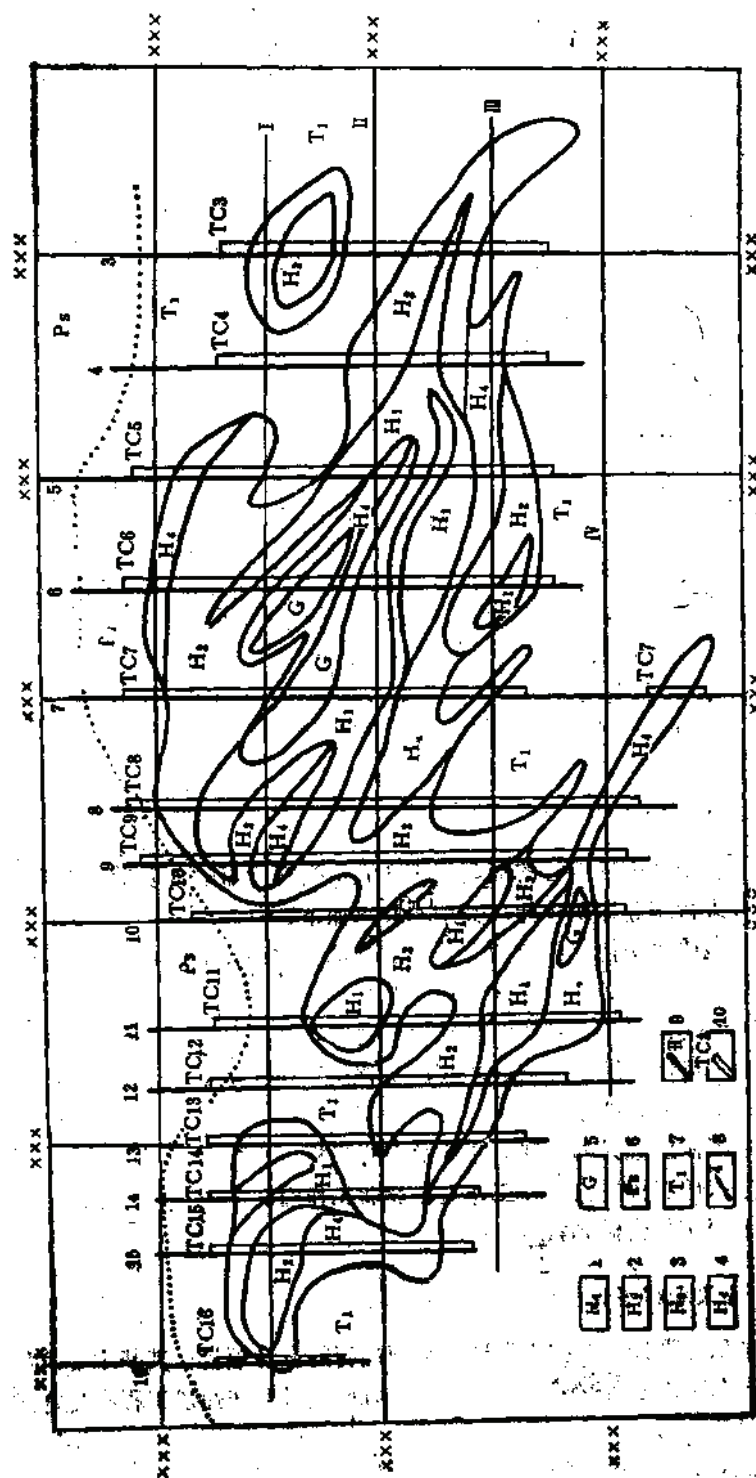


图 1-1-13 地表矿石品级分布平面图

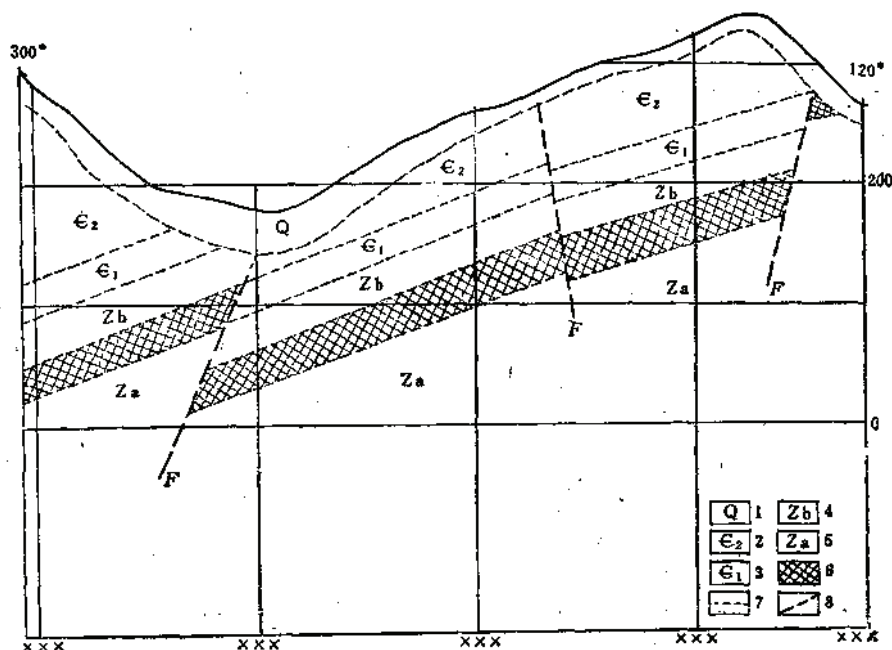


图 1-1-14 辅助地质剖面图

1—表土；2—中寒武统页岩；3—下寒武统砂砾岩；4—上震旦统结晶灰岩；
5—下震旦统千枚岩；6—铁矿层；7—推测地质界线；8—断层及编号

1.2.5 基建探矿设计

为保证基建开拓、基建采准工程的顺利施工和满足投产所需贮备矿量对地质储量升级的需要，有些矿山应进行基建探矿设计，其基本要求如下：

(1) 根据矿区地质勘探情况和首期开采地段勘探程度存在的问题，说明基建探矿的必要性。

(2) 说明基建探矿的目的、任务和基建探矿范围。

(3) 确定基建探矿的原则、方法、手段、工程间距及探矿工程布置的方式。

(4) 确定基建探矿工程的布置。

(5) 确定基建探矿工程采样原则、方法及采样规格。

(6) 计算基建探矿工程量、采样工作量、化验工作量。

(7) 确定基建探矿投资概算。

1.2.6 生产探矿和开采取样设计

生产探矿和开采取样设计，是矿山设计中必须进行的设计项目，其基本要求如下：

(1) 确定生产探矿的任务、原则、手段、工程间距及生产探矿工程布置方式，并说明生产探矿的超前时间。

(2) 确定生产探矿工程的采样原则、方法、规格、分析项目、内外检比例。

(3) 计算年探矿工程量、年采样工程量、年化验工作量。

- (4) 确定生产取样的目的、任务、取样方法及样品代表性。
- (5) 确定样品分析项目。
- (6) 计算年采样工作量和年化验工作量。
- (7) 确定矿山地测部门的劳动定员。
- (8) 确定矿山地质、水文地质、测量所需设备、仪器的型号和数量。
- (9) 计算矿山地测部门投资概算。

1.2.7 矿山化验室设计

在采出矿石即为商品矿石或坑口远离中心化验室的矿山，一般应建立矿山化验室。对化验室设计的基本内容要求是：

- (1) 说明建立矿山化验室的必要性和矿山化验室的任务。
- (2) 确定矿山化验室规模、厂址及建筑面积。
- (3) 确定矿山化验室的工艺配置及其对采暖、通风、供电、照明、上下水道等辅助设施的要求。
- (4) 确定矿山化验室仪器、设备的型号、数量和劳动定员。
- (5) 计算矿山化验室投资概算。

1.2.8 岩矿鉴定室设计

为了充分利用矿产资源 and 加强对成矿规律的研究，以指导矿产资源开发和生产勘探工作，生产矿山一般均应建立岩矿鉴定室。对岩矿鉴定室设计的基本要求如下：

- (1) 说明岩矿鉴定室的任务。
- (2) 确定岩矿鉴定室的位置、面积及仪器、设备的型号和数量。
- (3) 确定岩矿鉴定室的仪器设备配置及劳动定员。
- (4) 计算岩矿鉴定室的投资概算。

1.2.9 样品加工房设计

当采矿坑口分散或坑口距中心化验室较远时，一般应在坑口设立样品加工房，将样品进行加工缩分后，送往化验室进行分析化验。对样品加工房设计的基本要求如下。

- (1) 确定样品加工房的规模和建筑面积。
- (2) 确定样品加工房的设备及劳动定员。
- (3) 计算样品加工房投资概算。

1.2.10 基建探矿施工图设计

在进行基建探矿施工图设计时，应遵照批准的初步设计所确定的原则，进行施工图的具体编制。其基本要求是：确定基建探矿工程的位置、单体结构，计算探矿工程的工程量，编制探矿工程进度计划及基建探矿预算，编制基建探矿工程分布的平面和剖面图、主要探矿工程单体图，预计基建探矿的储量升级效果。

1.3 搞好矿山设计地质工作须注意的几个问题

新中国成立以来,我国矿山设计地质工作的水平有了很大的提高,目前已由传统地质学的工作方法,进入广泛应用地质统计学和系统工程学为指导的综合方法。在工作手段方面,已大力采用电子计算机等先进设备,从而大大提高了工作质量和工作效率。为了进一步满足矿山建设事业发展的需要,搞好设计地质工作必须注意以下几点:

(1) 熟悉和掌握各矿种不同类型矿床的成矿地质特征、地质勘探工作和工业要求,以便能根据矿山建设实际需要并结合矿床特点,提出矿床勘探程度要求和正确评价地质资料。

(2) 执行地质勘探规范和有关规定,必须坚持与矿山实际情况相结合,正确处理设计地质工作中的有关问题。

要坚持国家规定的基本建设程序,循序渐进地做好各阶段的设计地质工作,始终坚持科学态度。

应以矿山经济效益和社会效益为出发点,坚持全局观点,切忌单纯地质观点。

(3) 重视和加强地质勘探过程中的技术咨询、矿山基建过程中的施工服务,以及矿山生产时期的探采对比工作,及时总结经验教训,更好地为矿山开发工作服务。

(4) 努力学习国内外有关矿山设计地质工作的新技术、新方法,继续大力推广和应用电子计算机技术,不断提高工作质量和工作效率。

第二章 矿山设计所需地质资料 及勘探程度评价

编写单位 长沙有色冶金设计研究院

南昌有色冶金设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

马鞍山钢铁设计研究院

编写人 陈遇源 桂文华 王胜云

张学洲 雷玉祥

2.1 矿山设计所需地质资料

2.1.1 新建矿山企业设计所需地质资料

新建矿山企业设计所需地质资料是经过矿产储量委员会批准的矿床地质勘探报告,包括地质勘探报告的文字部份及附图、附表和附件。矿床地质勘探报告要符合1979年12月中华人民共和国地质部颁发的《固体矿产普查勘探地质报告编写规定》(试行),其主要内容如下述。

2.1.1.1 地质勘探报告文字部份主要内容

1. 区域地质概况

简要说明矿床在区域地质构造中的位置、特点,地层分布、构造特征、岩浆活动、变质作用,区域成矿地质条件以及区内主要矿产等。

2. 矿区地质

1) 地层

叙述矿区范围内地层的时代、层序、岩性、岩相、化石、标志层特征、厚度、产状以及接触关系等。重点叙述含矿层位,并说明其沿走向、倾向的变化规律。

2) 构造

阐述区内褶皱、断裂和破碎带等构造的性质、特征、规模、分布,对主要构造的查明和控制情况,并说明褶皱、断裂的生成顺序以及构造对成矿的控制作用及其对矿体(层)的影响和破坏情况。对控制矿体(层)形态和边界以及破坏矿体(层)完整性的构造必须着重说明。对于一些成群密集的小褶皱和断裂,应尽可能说明其性质、产状、分布和发育密度等方面的规律性。

3) 岩浆活动

阐明岩浆岩的种类、生成时代、生成次序、成因关系、结构构造、矿物成份和化学成份,岩体产状、形态、规模及其与矿床的生成关系,后期岩浆岩对矿体(层)的破坏以及对矿石质量有利、有害的影响。

火山岩还应叙述喷发旋回、韵律和类型及其与成矿作用的关系。

4) 变质作用和围岩蚀变

阐述矿区各种变质作用和围岩蚀变情况,着重指出与成矿有关的围岩蚀变种类、特征和分布范围等。

3. 矿床(体)规模及矿体(层)特征

综合叙述矿床规模、矿带特征、矿体(层)的总数目、总厚度、空间位置、分布规律及其相互关系等。分别叙述各工业矿体(层)的产状、形态、长度、延深、厚度,沿走向、倾向的变化规律以及连接对比的依据和可靠程度。

露天开采矿山,对确定有影响露天开采境界的矿体,尤其是露天采场底部附近的矿体(层)形态和产状,应在报告中阐述清楚。对于地下开采的矿山,要注意叙述矿山主体工程附近和各开采水平附近的矿体(层)变化。对于主矿体(层)附近有开采价值的小矿体(层),特别是在主矿体(层)上部首期开采地段的小矿体(层),应详细说明其规模和产状、形态及变化情况。

4. 矿石质量特征

说明矿石的结构、构造、矿物成份,有用矿物的含量,粒度、晶粒形态、嵌布方式、结晶世代和矿物的生成顺序及共生关系;说明矿石的化学成份、主要有用组份和伴生有益、有害组份的含量,赋存状态和变化规律等。对主要有用、有害组份及伴生组份空间变化规律,进行统计分析和地质统计学分析,并附以有关统计分析图表,如品位频率分布直方图、回归分析图、品位分布等值线图。有的矿种是以物理机械性能评价其矿石质量的,应对这方面的内容进行详细叙述。

阐述矿体(层)的淋失带、氧化带、次生富集带和原生带情况,说明矿石自然类型、工业类型、工业品级及其划分原则和依据。对各类型、各品级矿石空间分布、相互关系,应进行定性、定量描述。

5. 矿体(层)围岩及夹石情况

说明矿体(层)上、下盘围岩的矿物成份,化学成份、蚀变情况及其与矿体(层)的接触关系。说明矿体(层)内夹层、包裹体的岩性特征、分布规律、数量、质量以及对矿体(层)完整性的影响程度。

6. 矿区内其它有益矿产情况

对在勘探主矿种的同时综合勘探的共生矿产,应进行综合评价,说明其综合勘探的程度,共生矿产的规模、分布和矿石性质等。

7. 矿石加工技术性能

1) 采样种类、方法和样品代表性

说明各种类型矿石加工技术试验样品的采样种类、目的、采样要求、采样方法和样品的代表性。

2) 试验种类、方法和试验结果

说明各种类型矿石加工技术试验的种类、采用的加工试验方法及流程,并叙述所取得

的各项试验成果。

3) 矿石工业利用性能评价

根据矿石加工技术试验结果,作出矿石可选(冶)性能和工业利用性能的评价,说明矿石中伴生有益组份回收利用和有害杂质处理的可能性、指出综合利用的途径。

如邻近有同类矿床的生产矿山,应与之进行矿石类型、矿石矿物、结构构造、物质成份等方面实际资料的对比,并对其矿石可选性,综合利用情况加以说明。

8. 矿床开采技术条件

1) 矿体(层)及其顶底板岩石的稳固性

(1)说明矿体(层)及其顶底板岩石的物质组份、结构构造、风化蚀变程度、各种软弱夹层的岩性、厚度及其变化规律;矿床浅部首期开采地段风化岩层的稳固程度;不同岩(矿)石在不同组合条件下的稳固性,以及由于采掘工程施工后,原来的自然平衡条件受到破坏、地下水运动规律改变以后对稳固性的影响等。

(2)说明褶皱、断裂、挤压破碎带、节理、裂隙(特别是垂直裂隙)的产状、规模,发育程度和分布规律及其对岩层稳固性的影响。

(3)说明老窖(窿)、溶洞、泥石流、滑坡、塌陷、地面沉降等水文地质,工程地质的条件及其对开采的影响。

(4)对矿体(层)及围岩的稳定性进行综合评价,提出影响矿床开采的有关地质因素。如为露天开采,还应对上覆岩层的岩性及工程地质特征进行评述,特别应着重说明与露天边坡稳定性有关的地质因素。

2) 矿石和围岩的物理力学性质

说明不同类型矿石和矿体直接顶底板围岩物理力学性质样品的采取、采样的代表性、试验条件、测定方法、测定结果及质量评述。

不同类型矿石和直接顶底板围岩的力学性质要求包括:压缩性、抗压强度、软化系数、抗剪强度、抗拉强度、弹性模量、全变形模量及泊松比、完整性系数、岩心RQD值。以上项目可根据矿山具体情况及矿种特定要求进行测定。

3) 矿体和围岩中含有对人体有害的物质成份

当矿体(层)及围岩(顶底板)中含有影响人体健康的放射性元素,天然气、瓦斯及其它有害气体(如硫化物、汞等),地热等,应在报告中尽可能说明其来源、分布、含量和影响程度等。对于有自燃性的矿产(如硫铁矿、煤矿、自然硫矿)或矿层顶底板为高炭泥岩时,尚应说明其自燃性。

9. 矿床水文地质条件

水文地质主要内容见本卷矿山防治水篇。

10. 地质勘探工作

说明矿床勘探类型、勘探手段、方法的选择以及勘探工程布置原则、工程间距的确定及其依据,对矿体(层)的厚度、矿石品位、矿产储量等进行数值和变化系数的计算,说明矿区使用的勘探手段和探矿工程间距对矿体(层)的控制效果和整个矿床的勘探控制程度,及其可靠性和合理性。

11. 储量计算

(1)说明储量计算的工业指标;

- (2)说明储量计算方法的选择及其依据;
 - (3)说明储量计算主要参数的确定;
 - (4)说明矿体(层)圈定的原则;
 - (5)说明储量级别和块段的划分原则,并按照有关的地质勘探规范规定的原则和矿区实际情况,说明所计算的各级储量和块段的具体划分条件;
 - (6)说明各级储量和总储量,以及各级储量所占比例和分布情况;
 - (7)说明储量计算的检查方法,根据检查结果评述储量计算的准确程度;
 - (8)有关储量计算中需要说明的其它问题,如特高品位处理方法、各种校正系数的应用原则和计算方法等;
 - (9)说明伴生组份和共生矿产的储量计算方法及结果;
- 采用电子计算机进行储量计算时,应说明计算方法、数学模型、数据处理、参数确定、计算框图、计算成果及所用机型、计算语言、所耗机等。

2.1.1.2 地质勘探报告主要附图

新建矿山企业设计需要的主要地质图件,一般包括:

- (1)矿区(床)地形地质图(附矿区地层柱状图), 1:500~1:2000;
- (2)勘探线剖面图(有时可与储量计算剖面图合并), 1:500~1:2000;
- (3)矿体(层)水平断面图或阶段平面图, 1:500~1:2000;
- (4)采样平面图, 1:500~1:2000;
- (5)矿体(层)储量计算水平或垂直纵投影图, 1:500~1:2000;
- (6)矿体(层)顶、底板等高线图, 1:500~1:2000;
- (7)老窿(窿)分布图, 1:500~1:2000;
- (8)槽探、浅井及坑道素描图, 1:50~1:200;
- (9)其它必要的地质图件

采用电子计算机进行储量计算时,尚需计算成果图,包括块段储量估值图、品位估值等值线图、估计方差等值线图以及品位与储量关系散点图等。

水文地质所需图件,参见本卷矿山防治水篇。

2.1.1.3 地质勘探报告主要附表

新建矿山企业设计所需的地质勘探报告主要附表,一般包括:

- (1)测量成果表(包括全部勘探工程,勘探线座标,矿区三角点、水准点及导线测量成果等);
 - (2)钻探工程质量一览表;
 - (3)钻孔系统测斜成果详细记录表;
 - (4)采样及样品分析结果表(包括基本分析、组合分析、光谱分析、全分析、物相分析、单矿物分析及内、外检查分析等);
 - (5)矿石、岩石物理力学性能测定表;
 - (6)储量计算表(包括面积计算表、厚度计算表、品位计算表、块段储量计算表及储量计算综合表);
 - (7)体重测定结果表(包括矿石体重与品位或高价矿物含量回归分析成果表等)。
- 其它种类的附表,应视矿床的具体情况而定。

水文地质需要的附表, 详见本卷矿山防治水篇。

2.1.1.4 地质勘探报告主要附件

新建矿山企业设计所需地质勘探报告主要附件, 包括:

- (1) 工业部门下达的储量计算工业指标;
- (2) 矿石物质成份研究报告;
- (3) 矿石加工技术试验研究报告或工艺性试验报告及其鉴定审批意见;
- (4) 有关的地质专题研究报告;
- (5) 矿床地质技术经济评价报告;
- (6) 矿产储量委员会对该地质勘探报告的审批意见和决议书;
- (7) 矿区气象、水文、地震资料;
- (8) 与矿区勘探有关的技术资料 and 文件;
- (9) 未复制的原始资料清单。

在某些情况下, 尚需工业指标技术经济论证报告、露天边坡稳定性研究报告、环境地质评价报告、共生矿产的综合勘探和伴生组份综合回收选冶试验报告等。

2.1.2 改、扩建矿山企业设计所需地质资料

改、扩建矿山企业设计所需的地质资料, 除新建矿山企业设计所需的地质资料外, 还需要矿山生产现状资料, 包括矿山地形地貌现状实测资料、矿山历年采出矿岩量资料, 开采贫化与损失资料、坑道分布资料、生产勘探和生产取样资料、补充勘探资料、储量变动资料等。历年采、选、冶生产技术经济指标以及矿山防排水、工程地质、环境地质、岩石力学等实际资料。以上资料提供设计作为依据时, 须经上级主管机关审定。

2.2 地质资料的评价

为了保证矿山建设具有可靠的基础, 在初步设计或可行性研究时, 必须先对地质资料进行分析、评价, 做出能否作为设计依据的结论。

2.2.1 地质资料评价的基本依据

(1) 有关部门制订的矿床地质勘探规范总则、有关矿种的地质勘探规范和规定。它们是在大量调查和研究的基础上, 系统总结了我国地质勘探、矿山建设和生产的实践经验编制的, 是衡量地质勘探报告的质量标准。

(2) 矿产储量委员会的批准决议书及文件。这些文件指出的地质勘探报告优缺点和地质勘探工作存在的问题以及处理意见, 是评价地质勘探报告的重要依据材料。

2.2.2 地质资料评价的方法

评价地质资料时, 可根据其内容, 列出要点, 按顺序进行分析, 发现问题, 逐一记录, 而后进行研究、核实。对矿体对应连接关系及勘探控制程度等重要问题, 也可以采用制作辅助图件的方法, 以发现问题, 如制作阶段平面图等。一般可按下列几方面进行分析评价。

- (1) 对影响矿山建设的外部经济条件, 是否具有必要的资料。
- (2) 基础资料是否可靠、齐全。
- (3) 勘探程度, 其内容包括地质研究程度、矿床控制程度、矿石性质、加工技术试验、开采技术条件、水文地质条件及工程地质条件的研究程度, 勘探工作质量等。
- (4) 储量计算工业指标应用是否合理、矿体圈定和对应连接是否正确、储量计算公式选择和各种参数确定是否可靠、储量级别确定是否符合规范要求。
- (5) 地质勘探报告的文、图、表是否齐全, 内容和数据是否一致, 图纸的精度是否符合要求。
- (6) 矿床地质经济评价的结论是否可靠。

2.2.3 评价结论

经过以上几方面的分析评价, 肯定成绩, 指出存在的问题, 按性质进行归纳, 根据其对于矿山建设和生产的影响程度, 做出能否作为设计依据的结论, 一般有以下几种情况。

(1) 地质资料完整, 地质勘探报告、附图、附件齐全, 矿山设计所需的地质资料无缺项, 资料便于使用, 矿床地质技术经济评价正确; 勘探程度符合要求; 储量计算可靠, 可以作为设计依据。

(2) 地质资料需适当补充或需局部修改, 勘探程度中存在的问题, 可以在基建勘探或生产勘探中解决。

(3) 地质资料不全, 矿床勘探程度不足并影响矿山设计方案确定, 对此应报请上级主管部门, 要求地质部门进行补充勘探。

2.3 矿床勘探程度评价

评价地质资料的关键是评价矿床勘探程度。矿床勘探程度是矿床地质研究程度和矿床勘探控制程度的总称。对地质资料评价时应在全面研究矿床成矿地质条件的基础上, 对以下勘探程度的主要问题, 进行重点地分析研究、指出存在问题的性质、估计可能给矿山设计和建设造成的影响, 以便最终做出矿床勘探程度及地质资料能否满足设计要求的评价结论。

2.3.1 矿床勘探类型划分

矿床勘探类型是根据影响矿床勘探的有关因素划分的, 它体现了矿床勘探难易程度, 直接影响勘探手段选择和勘探工程间距确定。矿床的勘探类型划分正确、勘探手段和勘探工程间距合理, 矿床的控制程度就有基本保证。在评价矿床勘探程度时, 应重视勘探类型的分析研究, 就勘探类型划分的依据是否充分、类型划分是否正确等作出结论。

2.3.1.1 矿床勘探类型划分基本要求

(1) 同一矿区中的不同矿体或不同矿段, 其地质特征和矿体复杂程度往往不同, 应分别确定不同的勘探类型, 采用不同的勘探工程间距。客观实际表明, 同一矿区中存在不同勘探类型是常见的现象。如大厂锡长坡矿区, 自上而下产出细脉带矿体、91号矿体和92号矿体, 勘探过程中根据其特征分别划为Ⅱ类型、Ⅰ类型和Ⅰ类型。细脉带矿体采用以坑

探为主的勘探手段、91号矿体和92号矿体同样采用钻探手段,但各自的勘探工程间距不相同;91号矿体经用坑道进行局部检查验证,取得了良好的勘探效果。

(2)矿体规模、形态、有用组份变化、矿体连续性和构造复杂程度等因素,是确定勘探类型的主要依据。在多数情况下,一个矿床往往是某一项因素起主导作用。在分析研究勘探类型时,应抓住这一主要因素,才能得出正确结论。如泗顶铅锌矿区1号矿体顺层产出,层位稳定,但品位变化大,矿化不连续,矿体为断续分布的透镜体,根据这些特点,将其划为Ⅳ类型。

(3)确定勘探类型,应以地质研究为基础,采用数学地质方法和工程间距加密验证对比等资料,掌握矿化特征总的变化规律,才能避免确定勘探类型的失误。

各矿种矿床勘探类型划分标准,详见本篇第十二章。

2.3.1.2 类型划分不当造成影响的实例

(1)云南某铅锌矿在1953年至1956年的勘探期间,认为属似层状矿床,并根据专家建议,划为Ⅰ勘探类型,采用60m阶段高、40~50m间距的穿脉求取B级储量,采用80~120×60~100m钻探工程间距求C级储量。在矿山基建过程中,矿体发生很大变化,含矿层 C_4 中有五个赋矿部位,不同部位的矿体互不相连;同一部位矿体由于后期构造破坏,有些不能相连;原1号矿体,分解为260个矿体,因而储量减少。1962年进行补充勘探,将主矿体划为Ⅲ勘探类型,次要矿体划为Ⅳ勘探类型,采用30m阶段高、25m间距穿脉求B级储量;采用50×60m钻探工程间距求C级储量,方达到矿床合理控制程度,满足了矿山建设要求。

(2)江西某斑岩铜矿,在五十年代勘探初期,根据初步掌握的矿床地质情况和矿化特征,曾估计矿床可为Ⅰ—Ⅲ勘探类型,并据此确定了相应的勘探手段和工程间距。后来,经过勘探工作,特别是按照正式确定的矿床储量计算工业指标,进一步圈定矿体和储量计算,矿体个数由原来的119个合并为9个,矿体形态亦大为简化,矿床勘探类型由Ⅰ—Ⅲ类型改为Ⅰ—Ⅰ类型。由此而使得已施工的勘探工程间距过密,原来的B级储量升为 A_2 级、 C_1 级升为B级、部份 C_2 级升为 C_1 级,造成了 A_2+B+C 和 A_2+B 级储量分别占矿床总储量87.58%、和47.43%的勘探过头现象。

2.3.2 矿床总体范围和矿体边界控制

2.3.2.1 矿床总体范围控制

矿床总体分布范围和矿体边界,是确定矿山总体布置、厂址选择、井田划分、露天开采境界圈定、开拓系统布置和生产能力确定的重要依据,对矿山建设的合理性、经济效益和资源保护有重大影响。

1. 矿床总体范围控制要求

(1)应以搞清矿床成矿地质条件为基础,对含矿体(层),含矿带进行总体研究,掌握矿床的矿化连续性和规律性。

(2)应有足够的探矿工程控制矿床的总体分布范围。

(3)进行分矿段勘探时,应控制矿段范围;对矿段间应进行工作,必要时包括用探矿工程证实,以便对其有无工业矿体存在作出结论。

(4)进行分矿段勘探提交矿段地质勘探报告时,对矿区范围内其余矿段,应提出初步地质资料,以利总体规划工作。

2. 矿床总体范围控制不足造成影响的实例

(1)江苏某磷矿的矿体赋存在云母片岩、大理岩、石英岩、含锰岩层、砾岩片岩及各种磷灰岩组成的含磷岩系中,在平面上呈弧状连续分布。根据其产出层位,分为上、下两矿层,受倾伏背斜控制,背

斜东翼为东山矿段,背斜西翼为西山矿段,背斜倾没处为中山。由于对中山缺乏必要的工程控制,对含矿层的含矿性研究不足,推定中山无矿,仅勘探了东山矿段和西山矿段。矿山建设时将主井、选厂、机械厂、办公楼等重要设施均布置在中山。在矿山开采过程中,发现中山赋存有工业矿体,厚度为0.7~7.5m,含 P_2O_5 达11.47~26.17%,并与东山矿段和西山矿段的下矿层相连,造成工业场地压矿,见图1-2-1。

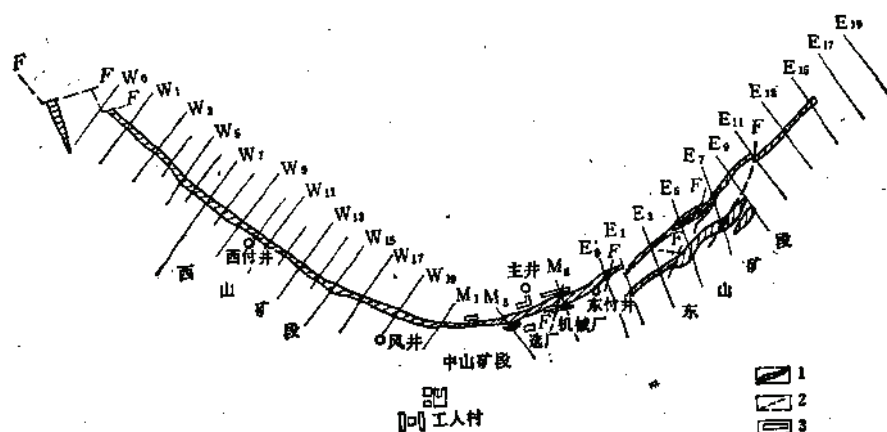


图 1-2-1 江苏某磷矿平面图

1—矿体, 2—断层, 3—建筑物

(2) 云南某铜矿床赋存在上昆阳群绿汁江组三家厂段不纯白云岩中, 自北至南分为狮山, 菜园河和风山三个矿段。在1953年至1957年勘探时, 由于勘探工程控制不足, 对成矿规律研究不够, 认为菜园河地段无矿, 对狮山、风山两矿段进行分段勘探, 并建成了两个独立的开拓系统。后来经进一步勘探, 发现狮山、风山矿体断续相连, 菜园河矿段有工业矿体存在, (参见图1-2-2), 狮山主、副井均处在菜园河矿段崩落范围边缘。

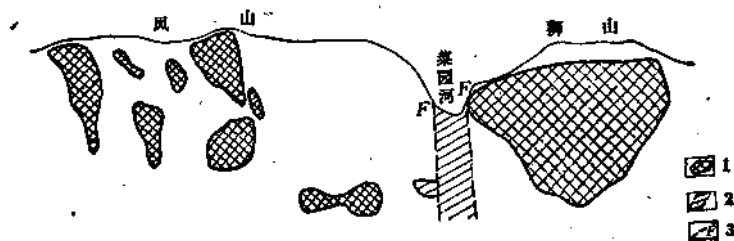


图 1-2-2 云南某铜矿矿体分布示意图

1—狮山风山矿体, 2—菜园河矿体, 3—断层

(3) 云南某铜矿由猴眺崖、英歌架、张口洞、大劈槽、面山等矿段组成, 矿段间被横断层分割。矿

床勘探时,对大劈槽矿段与面山矿段之间的大水沟地段,开凿了一条长穿脉,仅见有零星小矿,未作肯定评价。1970年矿山在开拓面山深部矿体时,揭露了该矿段的矿体,厚度达6~8m,铜品位0.8%,金属储量达数万t。但矿山办公室、机械厂和部份生活设施已处于该矿段上盘陷落区内,并使面山深部竖井压矿,参见图1-2-3。



图1-2-3 云南某铜矿工业场地压矿示意图

1—面山矿段、大劈槽矿段矿体平面投影范围;

2—大水沟矿段矿体水平投影图

2.3.2.2 矿体边界控制

对矿体边界包括矿体走向端部边界,向下延深边界和矿体的顶、底部边界的控制程度,是确定开采范围、露天开采境界、开拓系统、井巷工程布置和确定生产能力的重要依据,也是反映矿床勘探程度的重要标志。

1. 矿体边界控制要求

(1) 矿体走向端部边界和顶部边界,应有工程控制,其外部应有落空的勘探工程;矿体轮廓边界线应在求取工业储量的勘探工程间距范围内,不能用无限外推圈定。

(2) 埋深大的巨厚矿体底部边界和倾斜矿体向下延深边界,应视矿床具体情况确定其控制深度。勘探深度不足,不能满足矿山建设要求,勘探过深,会积压勘探资金,且因目前勘探技术所限,深部地质资料的准确性也难以满足要求。根据我国目前开采技术及勘探、生产实践,大中型矿床勘探深度一般为400~600m,小型矿床一般为300m。在此深度范围内,应达到合理的勘探程度;在此深度以下的矿体,一般用稀疏工程予以远景控制,为以后深部勘探提供依据。向下延深小的矿体,则应一次勘探清楚。对一个矿床的具体勘探深度要求,应由勘探部门与设计部门共同研究商定。

2. 矿体边界控制不足造成影响的实例

(1) 山西某铜矿勘探时,10号矿体走向北端边界未用工程控制。依据地质资料,矿山在849m阶段开采至16线停采。但在804m阶段开采时,发现矿体越过16线向北延长达300余m。据此矿山返回849m阶段探矿,地质队也上山补勘。根据矿山和地质队补勘资料,10号矿体边界向北扩大,储量大增,开采这部份矿体,新开凿一个溜矿井和通风平巷,并返回849m阶段进行采矿,致使回采工作落后下盘2号矿体3个阶段。参见图1-2-4。

(2) 湖北某铁矿,对矿体延深边界控制不足,70%勘探线上的矿体边界均系无限外推圈定。生产探矿后,发现各勘探线的矿体边界普遍加深,储量大幅度增加,以致露天开采境界扩大,露天底部标高降低,使生产受到影响,参见图1-2-5。

(3) 广东某硫铁矿床,矿体向下延深控制不足。在进行露天采场的剥离过程中,经加密工程控制查明,矿体向下延深大幅度缩短,导致原设计的全部矿体用露天开采改为主矿体用露天开采,边角矿体用地下

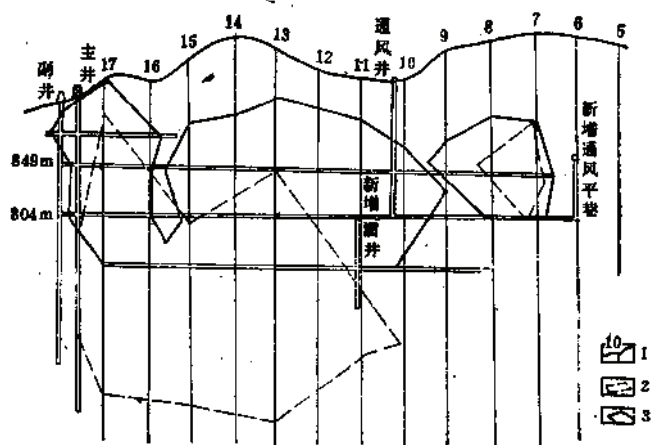


图 1-2-4 山西某铜矿10号矿体勘探与生产对比纵投影图
1—勘探线； 2—勘探固定矿体边界； 3—生产固定矿体边界

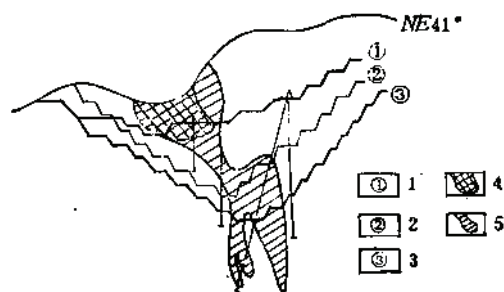


图 1-2-5 湖北某铁矿29勘探矿体边界变化示意图
1—已采界线； 2—设计露天境界； 3—扩帮后露天境界； 4—勘探固定矿体边界； 5—生产探矿固定矿体边界

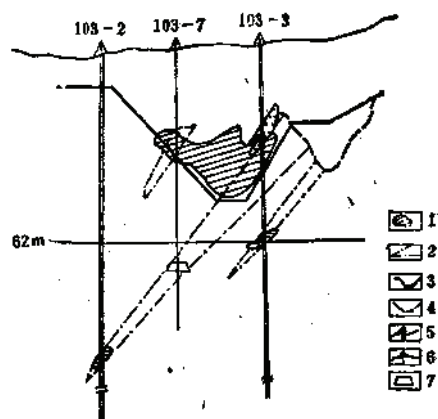


图 1-2-6 广东某硫铁矿103线对比图
1—开采矿体边界； 2—勘探矿体边界； 3—露天开采境界； 4—地形投影线； 5—勘探钻孔； 6—矿山加密钻孔； 7—坑道

开采的方案，多剥土3万 m^3 ，延迟了矿山投产时间。其矿体变化参见图1-2-6。

(4)湖南某硫铁矿老虎口矿段I-1主矿体，赋存在板溪群与壶天灰岩不整合面上，是一个规模较大的盲矿体，其顶部边界系采用外推大致圈定，未用工程控制。矿山建设时，认为勘探程度不足，经补勘后，发现矿体顶部边界大幅度下降，（参见图1-2-7），首期开采120m阶段储量减少46%，原设计的采准地段储量减少67%，导致设计方案改变。

3.3 矿床地质构造查明程度

矿床地质构造是控制矿体形态、产状、规模和空间位置的重要条件，对矿岩稳定性和矿体对应连接等有着重大影响。

成矿前的构造控制着矿体的产出和展布形式，成矿期构造往往使矿化重叠，并使矿体

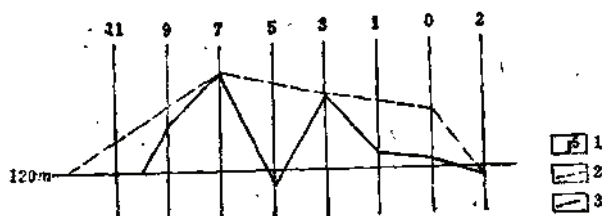


图 1-2-7 湖南某硫铁矿 I-1 矿体顶部边界对比图
1—勘探线； 2—勘探圈定矿体边界； 3—补勘圈定矿体边界

形态、产状复杂化；成矿后的构造则对矿体完整性和矿岩稳定性起破坏作用，直接影响矿山规模、采区划分、露天开采境界、巷道布置以及安全生产。评价时，一般要着重对成矿后的构造和控矿构造的查明程度进行研究，分析其对建设的影响。

2.3.3.1 矿床地质构造查明程度主要要求

在分析评价地质构造查明程度时，应着重注意以下几点。

(1) 由于区域构造控制着矿床构造的基本格式，地质资料应说明区域构造与矿床构造的关系。

(2) 对控制矿体的构造和破坏矿体的断层、破碎带等，应有勘探工程控制其走向延长和倾斜延伸以及断层宽度和断距，查明其性质、规模、产状。断距小而密集的断层组，在可能条件下，应有一定数量的坑道揭露，查明其产状、规模、组合特点和发育密度等。

(3) 应注意首期开采地段控制矿体的构造及破坏矿体断裂的查明程度，以保证基建工作的顺利进行。

(4) 对影响露天境界或井区划分的构造，一定要有实际工程控制其产状和规模。对断距大于开采阶段二分之一或阶段矿体斜长二分之一的各类断层，应有实际工程控制其产状及延展范围。

2.3.3.2 矿床地质构造查明程度不足造成影响的实例

(1) 湖南某铁矿中一个矿段的矿体产于向斜构造中，但由于未用工程控制向斜轴部，推断向斜形态为“U”形，向斜底部标高在360m以上。据此，沿向斜轴部走向设计了一条360m标高运输平巷，以开采全部矿石。巷道施工中，揭露该向斜为不对称的“W”型，南翼轴部下降，360m标高以上的储量减少，造成已施工的360m运输平巷报废，另增加一条360m标高运输平巷和一条345m阶段平巷。参见图1-2-8。

(2) 江苏某磷矿东山矿段，矿体产于前震旦系结晶片岩中。勘探时未查明断层构造对矿体的破坏，矿山基建过程中发现矿段内普遍发育一组走向NE的压扭性断层，严重破坏了矿体的连续性，使矿体形态、产状和空间位置发生了较大的变化。特别是E₁-E₂线间和E₂-E₃线间矿体被切割成许多小断块，导致按设计施工的部份脉内运输巷道开凿在矿体顶板，仅一期工程即报废运输巷道400余m，并造成施工时断时续，拖延投产时间达一年之久。断层造成矿体的变化见图1-2-9。

(3) 辽宁某铁矿为受变质沉积铁矿床。矿体东南端的断层深部产状未控制，推断其与浅部产状一致，

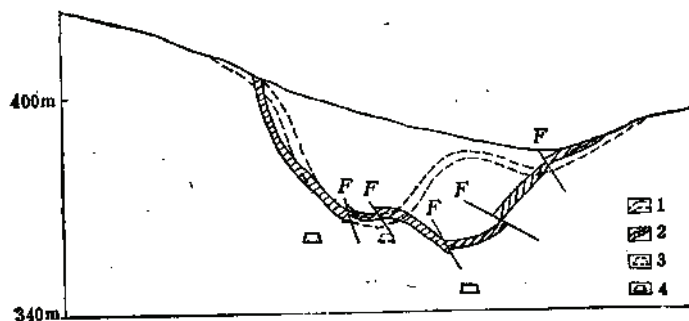


图 1-2-8 湖南某铁矿其矿段褶皱构造变化剖面示意图

1—勘探矿体； 2—补勘后矿体；
3—报废坑道； 4—新增开坑道

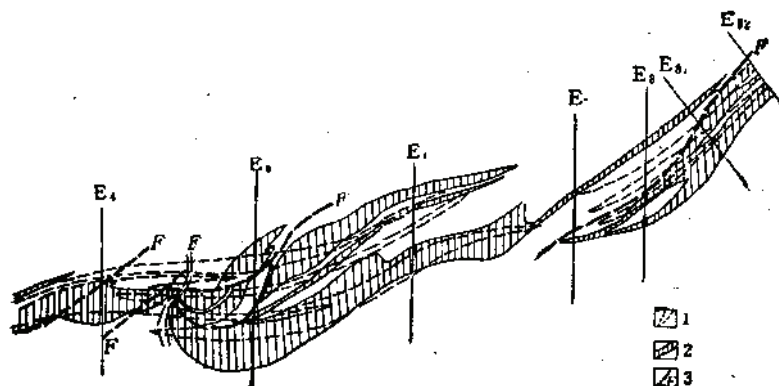


图 1-2-9 江苏某磷矿东山矿段-55.4m

水平探采对比图

1—地质勘探圈定的矿体； 2—开采圈定的矿体；
3—开采发现的断层

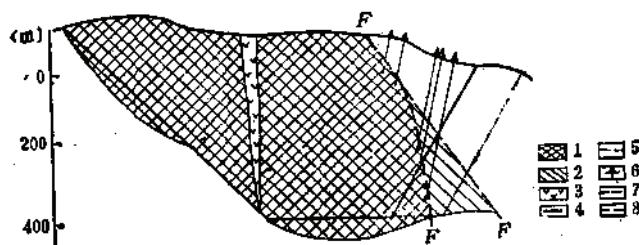


图 1-2-10 辽宁某铁矿断层变化示意图

1—矿体； 2—矿体减小范围； 3—岩脉；
4—改变后露天境界； 5—原露天境界； 6—补勘钻孔；
7—实际控制断层； 8—推断断层

设计据此圈定了露天开采境界。后经钻孔进一步控制，断层产状在深部变陡，矿体端部边界向内收缩，矿石储量大量减少，致使露天开采境界作重大修改，见图1-2-10。

2.3.4 矿体产出特征的控制程度

对矿体的产出特征（包括矿体的规模、形态、产状及空间位置）的有效控制，是确定矿山规模、开拓方案和采矿方法的重要因素，也是反映矿床地质特征的重要标志。地质勘探的最终成果，必须保证储量的可靠性和矿体形态、产状、空间位置的准确性，其关键在于要有合理的工程控制程度，进行深入的综合研究，掌握矿床地质特征和成矿规律，以正确连接矿体。矿体连接正确，矿体形态、产状和空间位置的准确性就有基本保证。

2.3.4.1 矿体产出特征控制程度的基本要求

在评价矿床勘探程度时，应分析工程控制程度是否合理，矿床地质特征，成矿规律是否已经掌握，由此进一步分析矿体连接是否符合地质规律，矿体连接的依据是否充分和可靠，矿体连接是否具有多解性，从而作出对矿体形态、产状、空间位置准确性的评价结论。

2.3.4.2 矿体产出特征控制不足造成影响的实例

(1) 广东某铜钴矿的矿体赋存在透辉石透闪石岩、硅质岩中，原认为矿体受岩性和层位控制，并根据见矿工程将矿体连成层状、似层状。在矿山基建施工中，发现矿体规模、形态、产状、空间位置变化很大。该见矿的地方不能见矿，不应见矿的地方反而见到矿体，使坑道无法施工，只好停止基建进行补充勘探。补勘后的资料表明，矿体赋存虽有一定层位，但受断层、裂隙控制，形态十分复杂呈不连续的透镜状、脉状、团状和蛇曲状，产状常有倒转，厚度变化大，膨胀、收缩频繁，矿体位移一般15~30m，最大达50多m，并普遍移至上部铁矿露天开采的边帮下部或其附近。与补勘前比较，铜矿石量减少71%，钴矿石量减少43%，金属量减少47%，造成矿山停建，报废坑道4200余m。（矿体位置变化参见图1-2-11）。

(2) 安徽某铜矿的矿体赋存在石英闪长岩与三叠系地层的接触部位。由于工程控制程度不足，地质研究程度低，勘探时认为矿体受岩性和砂卡岩控制，因此根据工程见矿连矿。在矿山进行基建施工时，一阶段未见矿，二阶段矿体变小，三阶段矿体形态变化大，不得不停止基建而进行补充勘探。补勘后，矿体赋存标高有较大改变，矿体规模变小、个数增加，工业储量减少73%，已施工的开拓系统很不合理，生产规模减少1/3。（矿体变化参见图1-2-12）。

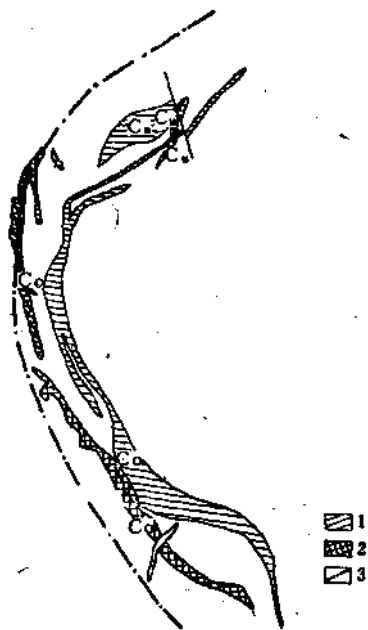


图1-2-11 广东某铜钴矿140m阶段矿体位置变化图

1—补勘前圈定的矿体； 2—补勘后圈定的矿体； 3—铁矿露天开采边线

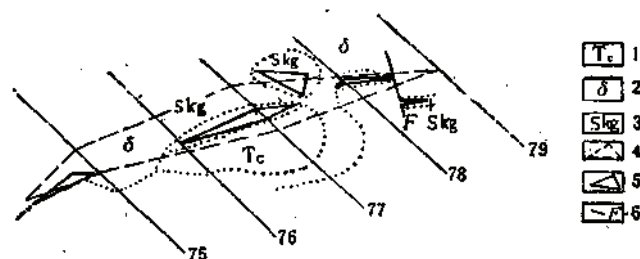


图 1-2-12 安徽某铜矿三阶段矿体对比图

1—三叠系灰岩； 2—石英闪长岩； 3—砂卡岩；
4—勘探圈定矿体； 5—补勘圈定矿体； 6—断层

(3) 河北某铁矿的矿体产在燕山期闪长岩与奥陶系马家沟组灰岩接触带附近，包括 2、3、4 号矿体。其中以 2 号矿体为主，其形态复杂、产状陡、厚度变化大，以 $100 \times 50\text{m}$ 钻探工程间距求取工业储量。在基建中以 $50 \times 30 \sim 40\text{m}$ 工程间距进行加密控制，发现矿体形态、产状和空间位置与地质勘探资料有很大出入。矿体由向北倾斜变为向南倾斜，竖井已下掘，产量安排和阶段（标高）划分都必须改变，影响了矿山建设和施工进度（矿体变化参见图 1-2-13）。

2.3.5 首期开采地段勘探程度

首期开采地段矿体是矿山设计确定基建开拓和基建采准工程位置、基建工程量、基建投资和基建进度的重要依据，因此首期开采地段的勘探程度是矿山建设能否顺利完成、矿山能否按期投产、基建投资能否达到预期效益的前提条件。

2.3.5.1 首期开采地段勘探程度基本要求

(1) 根据矿山建设和设计要求，评价首期开采地段位置是否合理。

(2) 首期开采地段矿体的勘探程度应高于其它地段，主矿体储量级别应达到 B 级或 B+C 级；小矿体的储量级别应达到 C 级；D 级储量一般只允许出现在矿体边缘的有限外推部位。

(3) 首期开采地段矿体的形态、产状、

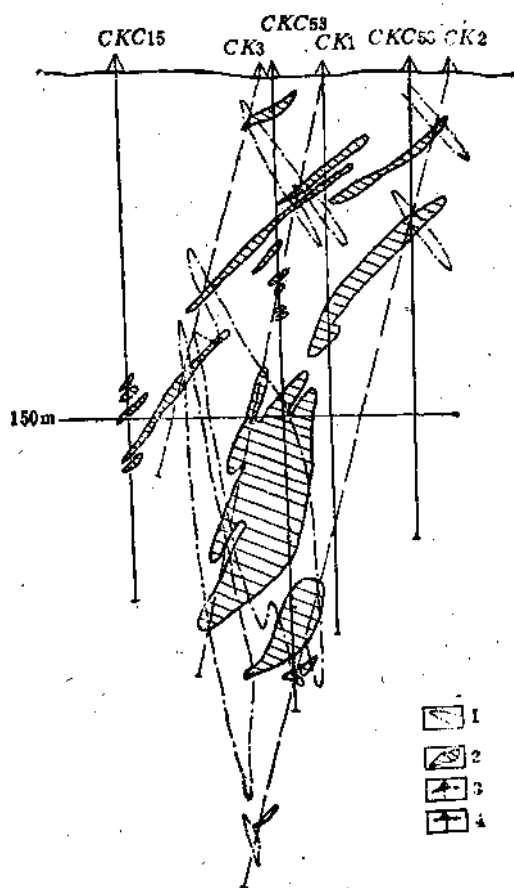


图 1-2-13 河北某铁矿 2 号矿体产状对比图

1—勘探圈定的矿体； 2—补勘圈定的矿体；
3—勘探钻孔； 4—补勘钻孔

空间位置应基本可靠,对矿体有影响的构造应查明其性质、产状和规模。

(4)首期开采地段的老窿分布、老窿充填程度、充填物含矿性及老窿残矿分布等,均应详细了解。

(5)首期开采地段的矿石性质、矿石类型和品级,影响采矿和选矿的地质因素均应查明,需分采分选的矿石类型和品级应分别圈定。

2.3.5.2 首期开采地段勘探不足造成影响的实例

(1)甘肃某铜矿的矿体赋存在一套火山沉积岩系中,属含铜锌黄铁矿型矿床,已知4个矿体均为盲矿体。矿区内成矿后的断裂和节理、裂隙发育,勘探手段为钻探,未进行坑道验证。首期开采地段未加密工程求取高级储量,矿体顶部边界外推圈定,未用工程控制。在矿山基建时,对一阶段(1120m标高)和二阶段(1070m标高)进行了基建探矿,共施工平巷1329m、天井170m。发现一阶段的矿量不足1万t,矿体高度仅8m,不能构成生产阶段,矿石改由二阶段回采,使整个一阶段报废。二阶段矿石铜品位和铜金属量成倍下降,不仅浪费了投资,推迟投产时间,而且经济效益下降。(矿体变化参见图1-2-14)。

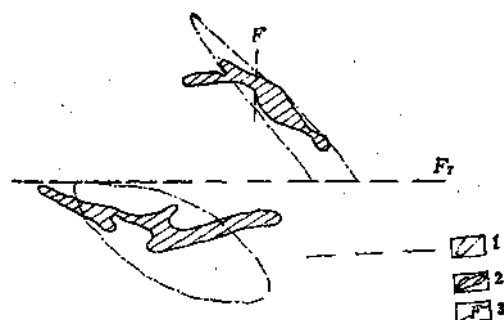


图 1-2-14 甘肃某铜矿1120m阶段探采对比图
1—勘探圈定矿体; 2—生产圈定矿体; 3—断层

(2)广东某铅锌矿的矿体赋存在泥盆系石英砂岩NE向断裂带中,20余个矿体呈雁形排列,形态复杂。勘探时将主矿体定为Ⅱ勘探类型,采用100×60m钻探工程间距求C级储量,未进行坑道验证,首期开采地段勘探程度低,未求取高级储量。矿山建设时,对178m、126m、73m三个基建开拓阶段进行了基建探矿。经进一步对矿体加密控制,表明矿体形态变化大,矿体规模变小,三个阶段的矿石量减少49%,开拓矿量不足2年,服务年限缩短,被迫提前开拓73m阶段,增加了基建投资,打乱了正常开采顺序(矿体变化参见图1-2-15)。

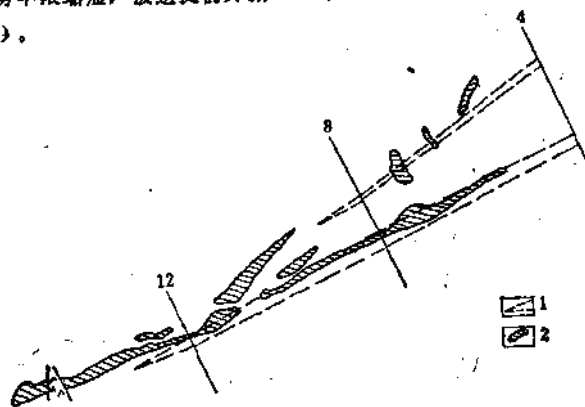


图 1-2-15 广东某铅锌矿126m阶段对比图
1—地质勘探圈定矿体; 2—基建探矿圈定矿体

(3)四川省某磷矿马槽滩矿段的矿体,受震旦系白云岩侵蚀面控制,厚度变化大,以 $190 \sim 240 \times 145 \sim 178\text{m}$ 钻探工程间距进行勘探。由于对成矿规律认识不清,对矿体复杂性认识不足,勘探工程间距稀,未进行验证检查,首期开采地段勘探程度偏低。在矿山基建中,首期开采地段出现3个无矿带和薄矿带,储量减少43%,生产规模减少50%,第一阶段基本报废,被迫增加一个基建阶段(矿体变化见图1-2-16)。

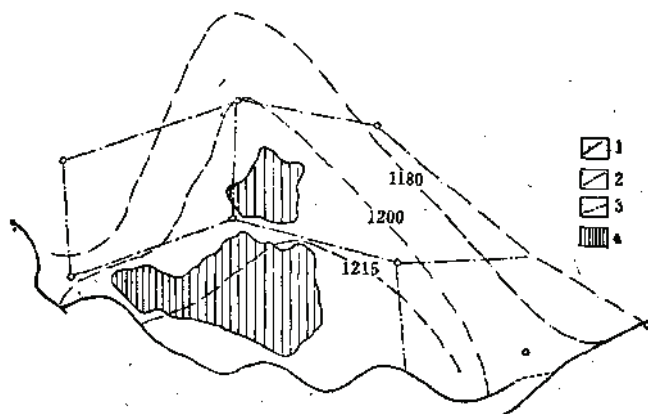


图 1-2-16 马槽滩矿段矿体变化水平投影示意图

1—矿体露头; 2—矿体块段边界; 3—矿体块段边界; 4—无矿带及薄矿带

2.3.6 小矿体勘探程度

矿床内小矿体的产出,一般可分为赋存在首期开采地段、或首期开采地段以下,或产于距主矿体较远的部位等三种情况。由于小矿体赋存部位不同,对矿山建设和生产的影响也不同。赋存在首期开采地段的小矿体,对矿床开采顺序、开拓工程布置、初期生产规模、矿山投产和达产速度,均有直接影响;赋存在首期开采地段以下的小矿体,一般对矿山生产影响不大;距主矿体较远的小矿体,对矿山总体布置、资源保护和其开采方案也有一定影响。

2.3.6.1 小矿体勘探程度的基本要求

(1)赋存在首期开采地段的小矿体,应查明其分布范围、赋存规律及其与主矿体的关系,确切评价其工业价值。对具有工业价值的小矿体,应适当加密工程间距,一般应达到C级储量的勘探程度。

(2)赋存在首期开采地段以下、主矿体附近、可以顺便开采的小矿体,由于在开拓和生产过程中,对其进行揭露和控制的工程量也不大,其储量增减,不会造成大的影响,因此只需利用勘探主矿体的工程间距控制即可。但如小矿体数量较多、分布密集时,则应加密工程进行控制。

(3)距主矿体较远的小矿体,一般不能利用主矿体的开拓系统进行顺便开采。单独开采这种小矿体时,必须进行经济比较,而这些小矿体的分布对工业场地选择和地面建构筑物的设置有所影响。因此在勘探主矿体时,应确定这些小矿体的规模、质量和空间分布,对其工业价值作出结论,为单独开采这些小矿体和进行全矿总体布置提供依据。

2.3.6.2 小矿体勘探程度不足造成影响的实例

(1) 湖南某铅锌矿首期开采地段赋存了大量小矿体, 勘探时仅采用主矿体的钻探工程间距对其进行順便勘探。因而勘探程度不足, 一阶段(346m标高)全为D级储量, 二阶段(309m标高)D级储量占92%。矿山开发时不得不在三阶段(273m标高)和四阶段(237m标高)进行基建, 同时又在二阶段进行补充勘探。补勘后, 二阶段以上矿石量增加4.3倍, 只得停止原基建地段的施工, 改在273m以上进行基建, 积压了施工坑道, 影响了矿山建设进度。(参见图1-2-17)。

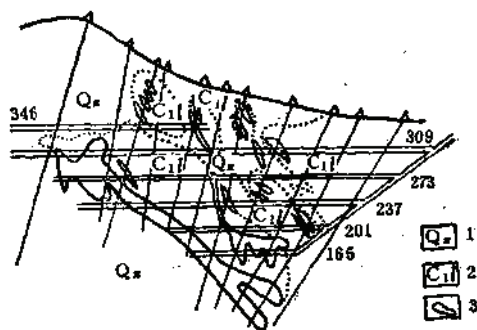


图1-2-17 湖南某铅锌矿东区, 排剖面图

1—石英斑岩, 2—下石炭统灰岩, 3—矿体

(2) 辽宁某硼矿的矿体赋存在震旦系蛇纹石化大理岩中。由于勘探时, 对矿床的控制和研究程度不足。在-60m阶段的主矿体采完后, 才发现在主矿体上盘开采崩落范围内, 还赋存有一规模较大的小矿体。为了充分利用矿产资源, 矿山不得不采用成本高、工艺复杂的水平分层充填采矿法进行开采, 为解决充填料来源, 另建了采石场; 为了保证开采安全, 下盘主矿体采完后不能放矿, 造成大量采下矿石长期积压。

2.3.7 矿石性质研究程度

矿石性质是确定产品方案、产品质量、选冶工艺流程、资源综合利用和环境保护措施等的主要依据。对矿石性质的研究, 包括矿石的矿物成份、化学成份、结构构造、矿物嵌布特征、矿石自然类型、工业类型和品级划分, 以及矿石加工技术特性等内容。

2.3.7.1 矿石矿物成份和化学成份研究

研究矿石性质, 首先应查明矿石的有用矿物和脉石矿物的种类、含量, 分清哪些是主要的, 哪些是次要的, 哪些是稀少的, 并查明它们的共生组合特征和赋存规律。同时, 还应在查明矿石化学成份的基础上, 重点查明有用组份的种类、含量、赋存规律和沿矿体走向、倾向和厚度方向的变化规律。在许多矿床中除主要有用组份外, 还赋存着伴生有益组份, 当其达到一定含量时, 就具有综合回收价值。因此, 应查明伴生有益组份的种类、含量、赋存状态、分布规律, 与主要有用组份的关系。对具有综合回收价值的伴生有益组份的富集地段, 应予以圈定并计算储量。

矿种不同, 加工工艺不同, 对矿石化学成份研究的内容和深度的要求也不尽相同。如直接入炉的铁矿石, 应研究渣组份 SiO_2 、 Al_2O_3 、 CaO 、 MgO 等的含量。对磷矿石除分析 P_2O_5 含量外, 尚须通过组合分析, 查明 CaO 、 MgO 、 R_2O_3 、 SiO_2 、 CO_2 , 酸不溶物含量及枸橼率。对硫化金属矿床, 应查明矿石氧化情况, 并通过工程控制和合理(物相)分析、划分原生、混合和氧化带界线对硫铁矿石, 除分析硫外, 当矿石中存在硫酸盐矿物时, 应查明硫酸盐矿物种类、含量及其分布, 查明有效硫和全硫的关系。可溶性钾盐矿石除分析 KCl 外, 应分析 MgCl_2 及水可溶物含量。内生硼镁石矿除分析 B_2O_3 外, 应分析 MgO 、 CaO 、 CO_2 等含量。对在矿石中有用组份(元素)分散率较高的矿种, 如钽、铌等, 还应注意查明其赋存状态, 并具有金属平衡的资料。矿石中的有害组分, 对生产工艺流程、技术指标、产品质量、企业经济效益或对人体健康具有一定程度影响, 如铁矿石中的S、P。

Zn、Pb、As、F、Cu；铜矿石中的As、F、Mo、Zn；铅矿石中的Cu、As；镍矿石中的Pb、As、Zn、Bi；铝土矿石的 SiO_2 、S；磷矿石中的 MgO 、 CaO ；硫铁矿中的As、F、Pb、Zn等。根据我国资源条件、生产技术水平及工业要求，在各种金属和非金属产品质量要求中，对有害组份的允许含量均有明确规定（详见本篇第十一章）。但是，当通过适当工艺流程消除有害组份而获得其合格产品时，有害组份就成为有益组份了。

在评价有害组份的研究程度时，应分析研究是否查明了有害组份的种类、含量、赋存状态、分布规律及其与主要有用组份的关系；是否查明了有害组份在技术加工过程中的富集情况和可能对产品质量造成的影响；是否为研究清除有害组份的途径，提供了必要的基础资料。

2.3.7.2 矿石结构构造和矿物嵌布特征研究

矿石结构构造和矿物嵌布特征直接影响选矿方法、工艺流程、碎矿及磨矿难易程度和选矿指标的确定。矿石结构构造简单、矿物粒度粗、连生体少，则选矿流程简单、磨矿段数少，且能获得较好的技术指标。如桃林铅锌矿的矿石中，矿物呈粗粒嵌布，方铅矿一般为 $1 \times 2 \sim 1 \times 5 \text{ mm}$ ，最大颗粒达 $18 \times 20 \text{ mm}$ ；闪锌矿一般为 $3 \times 2 \sim 1 \times 5 \text{ mm}$ ，最大颗粒达 $10 \times 20 \text{ mm}$ ；矿石结构以自形晶、半自形晶为主，构造以带状、角砾状和块状为主，虽然该矿品位较低，但铅锌回收率均达90%以上。如果矿石的结构构造复杂、矿物粒度小且紧密共生、连生体多，则选矿流程复杂、磨矿段数多、选矿技术指标低、选矿成本高。如凡口铅锌矿的矿石中，矿物呈细粒不均匀嵌布，方铅矿颗粒 $0.01 \sim 0.5 \text{ mm}$ ，闪锌矿颗粒 $0.1 \sim 0.5 \text{ mm}$ ，黄铁矿颗粒 $0.02 \sim 0.1 \text{ mm}$ ，方铅矿与闪锌矿紧密共生，闪锌矿熔蚀交代黄铁矿，方铅矿呈它形晶或细脉嵌布于黄铁矿、闪锌矿及脉石的间隙和裂隙中，并有熔蚀交代现象，在选矿过程中，铅锌矿物与其它矿物的解离、分选十分困难。因此，在地质勘探阶段，应查明矿石结构构造、矿物粒度和矿物嵌布特征，查明各粒级的单体分离度和连生体含量，为设计提供基础资料。

2.3.7.3 矿石类型和品级划分

1. 矿石自然类型

矿石自然类型是根据不同矿石性质所反映的矿物自然组合，是正确划分矿石工业类型和工业品级的依据之一。一般有以下几种划分方法。

(1) 对金属硫化矿床、磁铁矿、赤铁矿床按其矿石氧化程度，将矿石划分为原生矿石、混合矿石、氧化矿石。

(2) 按矿石结构构造，将矿石划分为块状矿石、角砾状矿石、条带状矿石、浸染状矿石、鲕状矿石、豆状矿石、肾状矿石等。

(3) 按矿石中主要有用矿物类型划分，如将铅锌矿石划分为单一方铅矿矿石、方铅矿—闪锌矿矿石、黄铁矿—方铅矿—闪锌矿矿石；铁矿石可划分为磁铁矿石、赤铁矿石、钕铁磁铁矿石、菱铁矿石、褐铁矿石等。

(4) 按矿石中主要有用组份种类划分，如将矿石划分为铜矿石、铜硫矿石、铜锌矿石、铜铅锌硫矿石等。

(5) 按主要脉石矿物种类，将矿石划分为石英型、闪石型、辉石型、斜长石型、绢云母绿泥石型等。

(6) 按后期地质作用影响程度，将矿石划分为铁帽型、粉状、块状等。

(7)按围岩性质将矿石划分为碳酸盐型、砂卡岩型、干枚岩型等。

有时还根据以上几种划分方法进一步组合,以全面反映矿石自然特征。如铅锌矿石还可划分为緻密块状铅锌矿石、浸染状铅锌矿石等。

在分析研究矿石自然类型划分时,主要是分析研究其划类依据是否充分,划分标准是否统一,能否反映矿石的自然特征,是否能为划分矿石工业类型和工业品级提供地质依据。

2. 矿石工业类型

根据矿山设计,生产的实际需要,经过矿石加工技术试验和开采条件分析,通常需要在划分矿石自然类型的基础上,进一步划分矿石工业类型。矿石工业类型可以只是一种矿石自然类型,也可以是几种矿石自然类型的合并,但划分矿石工业类型必须具有一定的空间展布范围和储量规模,必须能够进行分别开采和需要分别进行加工技术处理,必须能获得明显经济效益并使资源得到有效利用,即划分矿石工业类型,必须具备一定的地质条件和技术经济条件。不同工业类型的矿石,应分别圈定和分别计算储量。

3. 矿石工业品级

当同一工业类型的矿石质量有所不同,而又具有不同用途或需不同的加工方法处理,且可进行分采时,应划分矿石工业品级。在有色金属矿床一般不需划分矿石工业品级;在采出矿石即为商品矿石的矿床,一般均需划分矿石工业品级,如硫、磷、铝和铁矿床等。

磷矿床按 P_2O_5 含量划分矿石工业品级,一般划分为Ⅰ级品($P_2O_5 > 30\%$)、Ⅱ级品($P_2O_5 25 \sim 30\%$)、Ⅲ级品($P_2O_5 12 \sim 25\%$ 、需选矿)、Ⅳ级品($P_2O_5 8 \sim 12\%$ 、一般为表外矿)。

硫铁矿床按硫含量划分矿石工业品级,一般划分为Ⅰ级品($S > 30\%$)、Ⅱ级品($S 20 \sim 30\%$)、Ⅲ级品($S 12 \sim 20\%$ 需选矿)、Ⅳ级品($S 8 \sim 12\%$ 、一般为表外矿)。

铝土矿床按铝硅比不同,划为拜耳法用矿石和烧结法用矿石等。

铁矿床则根据矿石性质、品位及杂质含量不同,划分为炼钢氧化剂用矿石、炼铁用矿石和需选铁矿石,以及高硫铁矿石、高磷铁矿石、高砷铁矿石、含锡铁矿石、含铜铁矿石等等。

划分矿石工业品级必须严格遵照工业主管部门下达的工业指标进行,按不同矿石工业品级分别圈定矿体、分别计算储量,以满足矿山设计、生产要求。

2.3.7.4 矿石加工技术特性研究

在地质勘探阶段,应进行与矿石性质复杂程度相应的加工技术试验,以掌握矿石加工技术特性,为评价矿床工业价值,制定工业指标、选择合理加工方法和工艺流程、综合回收有益伴生组份提供基础资料。对提供矿山企业设计依据的地质资料,一般应包括试验室流程试验资料;矿石性质复杂、伴生组份含量高和缺乏生产实践的新矿石类型,应包括试验室规模的扩大连续试验资料,有的还需要工业或半工业性试验资料。直接入炉冶炼的矿石,应具有试验室规模的冶炼试验资料、非金属矿床则应根据其矿石用途,分别具有可选性、煅烧、焙烧、熔融、成型、剥分、吸附、物理机械性质试验及产品试制等资料。评价矿石加工技术特性的研究程度,主要是对加工技术试验的矿样代表性和试验深度进行分析研究。矿样代表性的确定,在本篇第六章已作详细论述,加工技术试验深度,按有关规范规定执行。

2.3.8 矿床开采技术条件查明程度

矿床开采技术条件反映矿床开采的难易程度,直接影响矿床开拓工程布置,采矿方法选择,井巷断面形式、大小及支护,设备选型和露天采场边坡角的确定。

评价矿床开采技术条件的查明程度和研究程度时,一般应注意下列几个方面。

2.3.8.1 矿、岩的物理力学性质和化学特性

地质资料中应反映矿岩的密度、体重、硬度、抗压强度、抗剪强度、抗拉强度、块度、湿度、松散系数、自然安息角和内摩擦角、内聚力等物理力学性质试验数据。用溶解法和溶浸法开采的矿床,需提供溶解度、溶解速度、渗透率和裂隙率等资料,为了确定化学药剂或细菌种类和数量,尚需提供矿岩物质组份及化学特性资料。用热熔法开采的矿床,需提供矿岩热学性质资料。测定上述特性的试样数量、项目、条件和方法,应符合有关规范要求。

2.3.8.2 矿石和顶底板围岩稳固性

矿石和顶底板围岩的稳固性,是指矿、岩允许暴露在空间的面积大小和时间长短,它与矿、岩的物理力学性质和断层、裂隙、节理发育程度,以及风化程度等因素密切相关。确定矿岩稳固性,除需提供测定各部位矿岩稳固性的物理力学性质试验数据外,还应根据对地表、坑道和岩、矿心的观测,收集矿区内矿岩性质与已有矿山矿岩物理力学性质的对比资料,包括断层、破碎带、节理、裂隙、滑坡、塌陷、风化带、泥化带、流沙层等发育程度和分布规律,并对岩层接触关系等进行全面分析和综合研究,作出正确结论。

2.3.8.3 边坡稳定性

适于露天开采的矿床,应对边坡稳定性进行研究并提供边坡稳定性资料。研究边坡稳定性应根据地表调查和探矿工程揭露的情况,查明区内各类岩层的岩性、产状和分布;详细测定岩层层理、劈理、片理、节理、断层、裂隙等各种不连续结构面的产状、规模、空间分布与发育程度、风化程度、充填情况、含水程度;详细查明矿区水文地质与工程地质条件;通过必要的试验查明区内各类岩层和不连续结构面的物理力学性质试验指标。

这一工作往往在地质勘探工作的基础上,还要进一步委托专门的部门进行露天边坡稳定性研究,并提出报告。

2.3.8.4 老窿

我国许多矿山开采历史悠久,其浅部或上部大多有前人开采遗留的采空区,部分矿岩稳定性已受破坏;有的老窿大量积水,存在着突然涌水的威胁,老窿范围内的残矿一般均已氧化,大都难以利用等等。这些情况对矿山建设和生产都有直接影响,因此,对存在老窿的矿区,在地质勘探阶段,应查明老窿的规模,分布范围、充水和积水程度、充填情况等,为矿山设计和施工提供依据。储量计算时,应扣除老窿范围的储量,以保证矿山建设所依据的储量的准确性。

2.3.8.5 矿石粘结性和自燃性

当矿石具有粘结性时,易于结块,常造成采矿作业中放矿、运矿工作的困难,因此,必须提供矿石粘结性资料供设计使用。

某些含硫矿床的矿石采下后,由于空气和水的作用氧化而产生自燃,使坑道升温,恶化了采矿作业条件,并造成资源损失。矿石因氧化而产生自燃的因素,主要取决于矿石的

成份和结构、矿床中的断裂构造、开采中形成的裂隙、矿石和围岩的导热系数及其与矿体厚度的关系。一般而言,胶状黄铁矿自燃性大于海绵状黄铁矿或块状黄铁矿;细粒结构的矿石较粗粒结构的矿石易自燃;矿石含硫高、围岩中含有碳、有机物及挥发成份等则易自燃;矿石中含惰性杂质、 SiO_2 及碳酸盐矿物多,对自燃起阻滞作用;空气和水沿断裂渗入,可促进矿石氧化自燃;矿石及围岩的导热系数小,产生的热量难以散发就容易自燃;在导热系数相同的条件下,厚度大的矿体易自燃。对具有自燃因素的含硫矿床,应进行必要的研究,提供有关矿石自燃的资料,以利设计中采取预防措施。

2.3.8.6 矿石和围岩中 SiO_2 的含量

在矿山生产过程中,空气中粉尘超过一定含量,会对人体造成危害,其中危害最大者为矽尘即游离 SiO_2 。矽尘为 $1 \sim 2 \mu\text{m}$ 时危害最大,能引起肺组织纤维性硬化, $0.002 \sim 1 \mu\text{m}$ 的矽尘会引起炎症和中毒反映。矽尘不仅来源于石英,还来源于其它硅酸盐矿物。因此,应查明不同类型矿石和不同部位围岩中 SiO_2 、游离 SiO_2 的含量,含 SiO_2 矿物及其比例,提供相应资料,为设计中确定劳保措施提供依据。

2.3.8.7 放射性元素和有害气体

在金属矿床和非金属矿床中,局部地段有时含有放射性元素或有毒气体,对人体危害较大。如矿床中的铀可蜕化为镭,镭的衰变物氡吸入人体后,其子代产物以固体沉积于肺部,造成内辐射。在一些盐类矿床中,则往往存在有害气体,威胁工人安全。因此,对含有放射性元素的矿床,必须测定放射性强度。对含有有害气体的矿床,必须测定有害气体的成份、研究其赋存状态和逸出方式及其与矿床的关系,作为设计防护措施的依据。

2.3.9 储量分类分级

储量分类分级是反映对资源的了解程度和工业利用的可能性,不同级别储量具有不同的地质研究程度和控制程度、具有不同的储量精度,在矿山建设中的用途也各不相同。因此,在矿床勘探程度评价中,应注意研究储量分类是否正确、储量级别划分是否符合有关规定。

2.3.9.1 我国的储量分类分级

我国目前将矿产资源分为预测储量和探明储量两大类。探明储量是经过工程控制和了解的储量,预测储量是根据推断估算的储量。

1. 探明储量分类分级

1977年国家地质总局、国家建筑材料工业局、中华人民共和国石油化学工业部联合颁发《非金属矿床地质勘探规范总则》(试行)、国家地质总局颁发《金属矿床地质勘探规范总则》(试行),在两个总则中,储量分类分级作如下规定:

1) 储量分类

(1) 能利用(表内)储量:是符合当前生产技术经济条件的储量。

(2) 暂不能利用(表外)储量:是由于有益组份或矿物含量低,矿体厚度薄,矿山开采技术条件或水文地质条件特别复杂,或对这种矿产加工技术方法尚未解决,工业上暂不能利用而将来可能利用的储量。

2) 储量分级

(1) A级:是矿山编制采掘计划依据的储量,由生产部门探求,其条件是:

准确控制矿体的形状、产状和空间位置。

对于影响开采的断层、褶皱、破碎带已准确控制。对于夹石和破坏矿体的火成岩的岩性、产状及分布情况，已经确定。

对于矿石工业类型和品级的种类及其比例和变化规律已完全确定。在需要分采和地质条件可能的情况下，应圈出矿石工业类型和品级。

(2) B级：是矿山建设设计依据的储量，又是地质勘探阶段探求的高级储量，并可起到验证C级储量的作用。一般分布在矿体的浅部（矿山初期开采地段）。其条件是在C级储量的基础上：

详细控制矿体的形状、产状和空间位置。

在B级范围内对破坏和影响矿体较大的断层、褶皱、破碎带的性质、产状已详细控制。对夹层和破坏主要矿体的主要火成岩的岩性、产状和分布情况已基本确定。

对矿石工业类型和品级的种类及其比例和变化规律已详细确定。在需要分采和可能的情况下，应圈出主要矿石工业类型和品级。

(3) C级：是矿山建设设计依据的储量。其条件是：

基本控制矿体的形状、产状和空间位置。

对破坏和影响主要矿体的较大断层、褶皱、破碎带的性质和产状已基本控制。对夹石和破坏主要矿体的主要火成岩的岩性、产状和分布规律已大致了解。

基本确定矿石工业类型和品级的种类及其比例和变化规律。

(4) D级：此储量的用途有：为进一步布置地质勘探工作和矿山建设远景规划的储量；对于复杂的较难求到C级储量的矿床，一定数量的D级储量可作为设计的依据；对一般矿床，部分的D级储量，也可作为矿山建设设计所利用。其条件是：

大致控制矿体的形状、产状和分布范围。

大致了解破坏和影响矿体的地质构造特征。

大致确定矿石的工业类型和品级。

D级储量是用稀疏的勘探工程控制的储量；或虽用较密的工程控制，但由于矿体变化复杂或其它原因仍达不到C级要求的储量，或物化探异常经过工程验证所计算的储量；以及由C级以上的储量块段外推或配合少量工程控制的储量。

2. 预测储量分级

根据地质矿产部地资(1982)601号批转资料局《关于一九八三年正式开展矿产资源总量预测工作的报告》的通知中规定，我国预测储量分为E、F、G三级。

(1) E级：已发现矿床除探明储量以外所预测的储量。

(2) F级：为已知矿田内所预测的（尚未发现的）可能发现的矿床储量。

(3) G级：为成矿区、成矿带中尚未发现矿床的成矿有利地区内，所预测可能发现的矿床储量。

2.3.9.2 国外储量分类分级

1. 联合国的储量分类分级

1979年联合国矿产资源定义和术语专家小组推荐了一个“矿产资源的国际分类系统”，见图1-2-18。

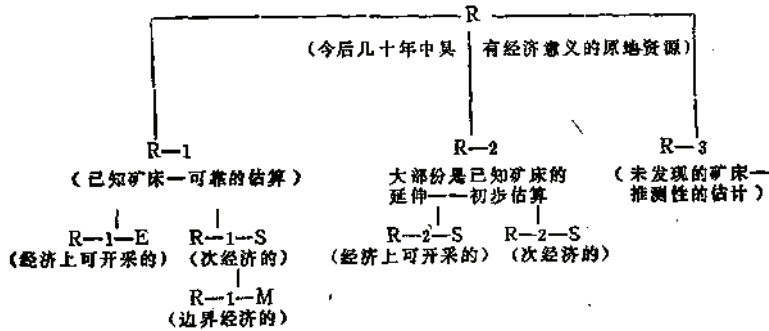


图 1-2-18 联合国“矿产资源的国际分类”图

这个分类是按地质可靠程度，将矿产资源分为R-1、R-2和R-3三个基本级别，这些级别又进一步划分为若干亚级，在当前社会经济条件下能开采利用的称为E亚级，其它的称为S亚级。图中各级的具体条件如下。

R-1级：确认的、探明的（*Proved, measured*）。经过足够详细的检查而确定了每个矿体的产状、规模及矿石质量基本特征的矿床中所拥有的矿产资源。其中与采矿和加工处理有关的主要特征，如矿石品位、影响采矿的岩矿物理性质、矿物情况和有害组份等，主要是通过对矿体的实际揭露和测量，再加上利用地质、地球物理和地球化学资料进行有限外推而查明的，因而估算出的矿产资源数量的可靠程度也比较高，可供制定采矿计划之用。

R-2级：推测的、可能的（*Indicated, probable*）。通过初步估算得到的、与已发现矿床直接毗连的矿产资源。估算的主要依据是通过某些点的观测结果所作出的概略地质判断。其产状、规模、形态等，是根据一般的地质和构造条件，通过与邻近矿床进行类比，以及由某些直接或间接标志的分析推断来了解的，估算的矿产资源数量误差可能大于50%，主要作制定进一步的勘查计划之用。

R-3级：潜在的、假定的、预测的（*Potential, hypothetical, inferred*）。是指尚未发现的，但认为是存在于可以发现的已知类型矿床中的矿产资源。估算的主要依据是地质外推，统计类比以及地球物理或地球化学标志，其存在或规模都是推测的，在今后几十年内可能被发现，也可能不能发现，只反映一个较长时期内这种矿产的远景或勘查工作的可能打算。

E级：是指某一国家或地区，在目前的社会经济条件下用有效的技术可以开采的矿产资源。

S级：是指目前没有意义但由于今后的经济或技术的改变可能成为有意义的矿产资源。

M级：由于经济或技术情况正常或预期的改变，而在最近的将来可以开采的矿产资源。

2. 美国的储量分类分级

1980年美国地质调查所公布了为所有矿产制定的最新分类，其形式如图1-2-19所示。

累积产品	查明资源			未经发现资源	
	探明的		推测的	概率范围	
	确定的	推定的		假定的或假想的	
经济的	储量		推测储量		
	边界储量	储量基础	推测储量边界	推测储量基础	
	探明的次经济资源		推测的次经济储量		
边界经济的					
次经济的					
其它产品	包括非传统的低品位				

图 1-2-19 美国地质调查所公布的“矿产资源分类系统”

上图的主要术语含义如下：

(1) 资源 (Resources)：天然赋存于地壳内或地壳上的固体、液体或气体物质的富集物，从形态及数量看，是目前可行或潜在可行的一种经济开采和提取的矿产品。

(2) 储量 (Reserves)：可以经济开采提取或生产的。

(3) 经济的 (Economic)：开采提取或生产是可以赢利的。

(4) 边界经济的 (Marginal economic)：接近于可作经济生产或由于法律的和政治的原因不能工业生产者。

(5) 次经济资源 (Sub-Economic resources)：不符合储量和边界储量的经济标准，需要在售价高得多或技术上改进使成本降低时，才能开采和提取者。

(6) 测定的 (measured)：根据露头、探槽、坑道或钻孔揭示的规模计算出的矿量，其品位和质量是根据详细取样结果计算的，调查、取样和测量的点距较密，地质特征业已查明，因而资源的规模、形态、深度和矿物含量均已很好地确定。

(7) 推定的 (indicated)：矿量与品位和质量是根据类似用于计算确定资源的资料得出的，但调查、取样和测量的点距较为稀疏或分布不当，其可靠程度虽比确定资源低，但足以推断观测点之间的延续性。

(8) 推测的 (inferred)：在确定的和推定的资源以外，还有延续部份的假设进行估算的，而这种假设是有地质依据的。推测资源可以有也可以没有取样或测量提供的资料。

(9) 假定资源 (Suppose resources)：类似于已知矿体，有理由预测存在于同一生产矿区或相似地质条件区域的尚未发现的资源。

(10) 假想资源 (hypothetical resources)：在尚无矿产发现的有利地质环境中，可能赋存在已知类型矿床中的资源，或可能赋存在尚未认识其经济潜力的未知类型矿床中的

资源。

3. 苏联的储量分类分级

苏联国家矿产储量委员会于1981年制定了“固体矿产储量和预测资源分类”的规范。按矿产储量的矿床勘探程度和预测储量的可靠程度划分为二类七级，参见表1-2-1。

苏联储量分类分级表

表1-2-1

储 量								
固 体 矿 产 储 量						预测资源		
平 衡 表 内			平 衡 表 外					
勘 探 储 量		初步评价储量	勘 探 储 量		初步评价储量			
A + B	C ₁	C ₂	A + B	C ₁	C ₂			
						P ₁	P ₂	P ₃

(1) 按经济意义将矿产储量分为平衡表内储量和平衡表外储量两类。

平衡表内储量：技术上可能、经济上合理的储量。

平衡表外储量：技术上和工艺上还不可能、经济上还不合理的储量，但将来可以转变为平衡表内的储量。

(2) 矿产储量按表1-2-2条件，分为A、B、C₁、C₂四级。

苏联矿产储量分级条件表

表1-2-2

项 目	储 量 级 别			
	A	B	C ₁	C ₂
矿体规模	已确定	已确定	已查明	已评价证实
矿体形态	已确定	已确定	已查明	已评价证实
断层构造	已确定	已确定(其中小断层发育程度已说明)	层状矿床中的小断层破坏范围已查明	
类型品级	自然类型已确定(工业类型、品级已划定和圈定)	自然类型已确定(工业类型可能情况下已圈定，品级的空间分布规律已查明)	空间分布的一般规律已确定	个别样的研究确定或类比评价
矿石加工技术特性	详细研究	已研究	已阐明	个别样的研究确定或类比评价
水文地质	详细研究	充分研究	已研究	类比评价
开采技术条件	详细研究	充分研究	已研究	类比评价
圈定储量的主要手段	钻 坑	坑、坑和地测、物化探资料有限推断	钻坑结合地测物化探资料外推	地测、物化资料推测、钻坑证实

(3) 预测储量按资料的掌握深度, 分为 P_1 、 P_2 、 P_3 三级。

P_1 级: 在勘探区的 C_2 级储量以外或是找矿评价中发现的新矿体, 系运用矿床工业类型概念定量评价的资源。

P_2 级: 据大比例地测、普查的矿点, 物化探异常评价, 经个别工程验证推测的资源。

P_3 级: 以中小比例尺地测、物化探资料和已知相同成因类型矿床, 类比推测存在的资源。

2.3.9.3 我国储量分类分级与国外储量分类分级对比

随着采矿工业和地质工作的发展, 储量分类分级已成为各国地质矿产界共同关心的课题, 一些地区性和国际性会议曾就此进行广泛讨论, 希望能制定一个准确、实用而统一的储量分类分级。

目前世界主要工业国的储量分类分级, 基本可分为两种情况, 一是美国等的西方国家(包括联合国)的分类分级; 一是苏联及东欧国家的分类分级。我国的分类分级基本类似于后者。这两种分类分级都是建立在对资源(或储量)的了解程度和经济利用的可能性上, 因而是可以进行比较的。我国与联合国及世界主要工业国储量分类分级对比见表1-2-3和表1-2-4。

储量分类对比表

表1-2-3

国家或组织	分类时间	分 类		
联 合 国	1978年	原 地 资 源 (R)		
		经济的(E)	次经济的(S) 边界经济的(M)	推测性的估计
美 国	1980年	资 源		
		查 明 资 源		未经发现资源
		经 济 的	边界经济的 次经济的	
加 拿 大	1975年	经济的资源	次经济的资源	
		(A)	概率在50%以上(B) 概率在10~50%(C)	经济的资源(A) 次经济的资源(BC)
日 本	1955年	储 量		
		第 一 类		第 二 类
		甲	乙	
苏 联	1981年	储 量		
		平衡表内	平衡表外	预测资源

续表

国家或组织	分类时间	分 类		
民主德国	1962年	资 源		
		表内储量	表外储量	预测储量
波 兰	1962年	地 质 储 量		
		平衡表内	平衡表外	预测储量
联邦德国	1959年	目前可利用的储量(I)	潜在储量(II)	预测储量
中 国	1977年 1983	能利用(表内)储量	暂不能利用(表外)储量	预测储量

储量分级对比表

表1-2-4

国家或组织	分级时间	分								级			
联合国	1979年	可靠的估算 (R-1)		初步估算 (R-2)		可靠的估算 (R-1)		初步估算 (R-2)		R-3			
		R-1-E		R-2-E		$\frac{R-1-S}{R-1-M}$		R-2-S					
美国	1980年	探明的		推测的		探明的		推测的		假定的		假想的	
		确定的	推定的			确定的	推定的						
加拿大	1975年	探明的(1)		推测的(2)		探明的(1)		推测的(2)		假想的资源(3,4)			
		1A		2A		$\frac{1B}{1C}$		$\frac{2B}{2C}$		3A,4A		3BC,4BC	
日本	1955年	确定储量	推定储量	预想储量	确定储量	推定储量	预想储量	理论埋藏量					
		1	2	3	1	2	3						
苏联	1981年	勘探储量		初步评价储量		勘探储量		初步评价储量		P ₁	P ₂	P ₃	
		A+B	C ₁	C ₂		A+B	C ₁	C ₂					
民主德国	1962年	A+B	C ₁	C ₂	a+b	C ₁	C ₂			D _a		D _e	
波兰	1962年	A+B	C ₁	C ₂	A+B	C ₁	C ₂			远景储量		估计储量	
联邦德国	1959年	确实的	或然的	预示的	推想的	确实的	或然的	预示的	推想的	d			
		A	B	C ₁	C ₂	A	B	C ₁	C ₂				
中国	1977 1983年	A+B	C	D		A+B	C	D		E	F	G	

2.3.10 各级储量比例及空间分布

各级储量的比例及空间分布是评价矿床勘探程度的重要内容,对矿山建设具有重大影响。它们不仅关系到矿山能否及时投产、达产和能否正常持续生产,而且关系到矿山生产能否获得应有的经济效益。

例如大庙铁矿提交了占总储量30%的A+B级储量,且分布在首期开采地段。该矿经

三年基建, 第四年投产, 当年产量即突破设计规模, 使之成为我国黑色金属地下开采矿山投产、达产快的典型。凤凰山铁矿提交了占全矿总储量18.38%的B级储量, 由于各级储量比例合适、空间位置分布合理, 该露天矿从筹建到达产仅用三年零八个月。但是湖南某矿提交占总储量4%的B级储量, C级储量比例也仅为46%, D级储量比例高达50%, 首期开采地段为D级储量, B级储量分布在矿床中下部, 造成矿山基建时进行大量补勘工作, 形成上部探矿、下部基建的被动局面, 补勘历时二年, 投资达数百万元。又如广东某矿狮岭矿段提交了占总储量12.3%的B级储量, 却分布在矿床中下部, 首期开采三个阶段主要为D级储量, 目前开采已向下延伸, 但上部矿体仍未开采, 造成开采顺序不合理。

2.3.10.1 各级储量比例

1. 各级储量比例要求

在矿床勘探深度范围以内的各级储量比例, 亦是衡量矿床勘探程度的主要标志之一。国家地质总局于1977年8月颁发的《金属矿床地质勘探规范总则(试行)》和国家地质总局、国家建筑材料工业总局、石油化学工业部于1977年8月颁发的《非金属矿床地质勘探规范总则(试行)》中, 作了以下明确规定。

1) 金属矿床

大、中型有色金属矿床B级储量一般为5~10%, 大、中型黑色金属矿床B级储量一般为10~20%; 地质条件复杂的大、中型金属矿床, 经用较密工程仍探求不到B级储量时, 可探求到C+D级。大、中型矿床勘探深度一般在400~600m范围内, D级储量一般不超过10~30%; 复杂矿床, D级储量所占比例还可增大; 小型矿床一般只求C+D级储量。

2) 非金属矿床

地质条件简单——中等复杂程度的大、中型矿床, B级储量占B+C级储量的10~25% (建材的某些矿种和化工用灰岩可为20~30%); 小型矿床只探求C+D级储量, 其中C级储量不少于60%, 纳入国家计划的小型矿床, 在建设需要和经济合理的情况下, 可探求少量B级储量; 地质条件复杂的大、中型矿床, 应探求部分B级储量, 经用较密工程仍探求不到B级时, 可只探求C+D级储量, 小型矿床应探求部份C级储量, 经用较密工程仍探求不到C级时, 可只探求D级或实行探采结合; 对于某些用钻探仅能控制矿化, 难于探明其矿石质量和数量的矿床, 需要用坑道或钻探配合坑道进行勘探时, 原则上只探求到C+D级, 有条件时也可探求少量B级储量。

金属和非金属矿床地质勘探规范总则(试行)颁发后, 全国矿产储量委员会陆续颁发了一些矿种的地质勘探规范, 在这些规范中, 根据矿床特点, 对各级储量比例都作了具体规定(详见本篇第十二章)。

2. 分析评价各级储量比例应注意的问题

(1) 应注意作为矿山设计依据的B+C级储量所占比例是否能满足建设要求, 特别是在矿山建设由基建拨款改为银行贷款后, 为保证矿山前期基建工作进行和矿山前期生产具有良好的经济效益, 尽量缩短贷款偿还期, 还要求具有足够的B级储量; 缓倾斜厚矿体、走向长度大的矿体和可以分采的多品级矿体, 建设和生产也都需要足够的B级储量。

(2) 应注意各级储量比例的计算办法。以往在有些金属矿床中, 采用金属量计算各级储量比例的方法。实践证明, 由于矿床的品位分布不均匀, 采用金属量计算储量比例的

办法,会造成勘探程度过高或不足,而工业部门计算矿山生产规模和矿山服务年限时,均按矿石量计算。因此,从勘探工作的实际情况和工业部门应用储量的情况看,各级储量比例应按矿石量计算。

(3)应注意各级储量比例的计算范围。在计算各级储量比例时,应在规定的勘探深度内,以能形成独立开拓系统为计算范围。即当矿区采用一个开拓系统时,各级储量比例按矿区范围计算;当矿区分为几个矿段,每个矿段均采用独立的开拓系统时,则应以矿段为计算范围。

2.3.10.2 各级储量的空间位置

各级储量的空间分布位置,应能与矿山一般的自上而下的开采顺序和基建时期所探求的贮备矿量位置基本适应,这样才有利于加快矿山建设、缩短基建时间。

(1)B级储量应分布在首期开采地段,其底部边界应尽量处于同一标高。

(2)C级储量应分布在矿体的中上部或中部,其底部边界应尽量处于同一水平。

(3)D级储量应分布在矿体的下部,矿体上部一般不允许存在D级储量。

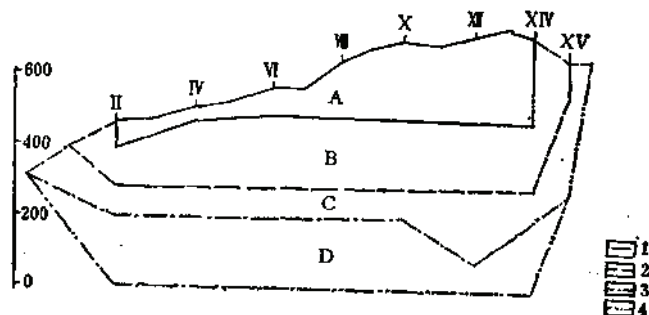


图 1-2-20 南芬铁矿庙儿沟矿区第三层矿各级储量分布图
1—A级储量范围; 2—B级储量范围;
3—C级储量范围; 4—D级储量范围

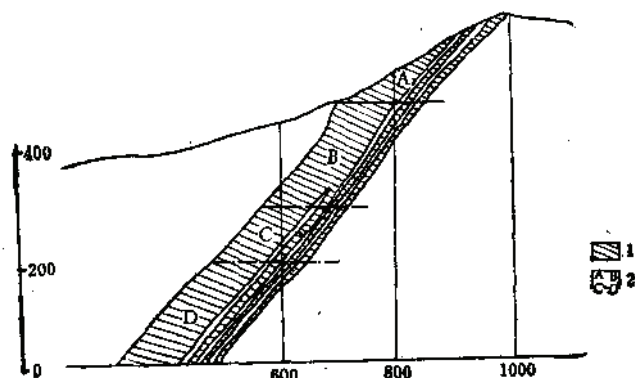


图 1-2-21 南芬铁矿庙儿沟矿区Ⅱ线剖面各级储量分布图
1—矿体; 2—储量级别

各级储量的空间合理位置, 参见图 1-2-20 和图 1-2-21。

2.3.11 综合勘探、综合评价

我国的许多资源具有共生和伴生矿产多的特点, 因此, 在勘探主矿体的同时, 对共生和伴生矿产进行综合勘探、综合评价, 为矿山建设提供综合开发和综合利用的基础资料, 具有重要的经济意义。进行综合勘探, 可大大提高矿床经济价值、提高矿产资源的利用率, 提高矿山企业的经济效益和有利于环境保护。我国《矿产资源法》第二十二条规定: 矿床勘探必须对矿区内具有工业价值的共生和伴生矿产进行综合评价, 并计算其储量。未作综合评价的勘探报告, 不予批准。”因此, 在分析评价地质资料时, 必须对综合勘探、综合评价问题, 予以足够的重视。

对地质资料中综合勘探部份进行评价时, 应区别共生矿产与伴生有益组份两种不同情况。在伴生有益组份中应区别呈矿物存在的伴生组份和呈分散状态存在的伴生组份两种情况, 分别进行分析研究。由于它们与勘探矿体的关系不同、赋存状态不同, 其工业利用情况也不相同, 因而工业要求也有差别。

2.3.11.1 共生矿产

在勘探范围内, 被勘探矿体的上下盘和周围存在着其它矿产、如铁矿床中的铜矿体和钴矿体; 铜矿床中的铅锌矿体和铁矿体; 铅锌矿体中的菱镁矿体等, 均称为共生矿产。共生矿产的勘探程度, 必须满足以下要求。

(1) 应选择 1~2 个有代表性的见矿工程或标准剖面上的工程, 进行系统采样化验, 查明共生矿产种类及品位。

(2) 查明具有综合利用价值的共生矿产赋存部位、分布范围、矿体规模及其变化。

(3) 赋存在勘探矿体上、下盘及其周围具有工业价值的共生矿产、且又处在开拓系统范围内时, 由于矿山设计需确定其生产规模、采矿方法、加工工艺流程和产品方案等, 因此必须进行共生矿产勘探, 在一孔多用的基础上, 其勘探程度原则上应达到该矿种地质勘探规范要求。

(4) 距勘探矿体较远、不在勘探矿体同一开拓系统范围内的共生矿产, 对其工业价值作出结论, 进行远景评价即可。

如果勘探过程中, 对共生矿产的勘探不足, 可能造成资源浪费, 并给矿山建设带来不利影响。例如广东某铁矿共生有硫化铜、钴矿体, 后者围绕铁矿呈环形产出 (见图 1-2-22)。1953 年至 1963 年勘探期间, 虽有工程穿过铜矿体, 但认为矿体复杂, 未进行应有的工作。勘探后期发现黄铁矿含钴, 仅作少量分析, 由于品位低, 未予重视。全国矿产储量委员会指出这一问题后, 在 1959 年利用已施工的工程进行化验和室内研究, 但由于岩矿心大部损毁, 穿过矿体的钻孔不能起到应有的作用, 资料可靠性差, 提交勘探报告时, 未包括铜、钴矿体。因此矿山建设时, 无法拟定铁铜钴矿体综合开采方案。后来由于国家需要铜、钴, 又针对铜钴矿体投入了大量工程进行勘探工作。

又如四川某铅锌矿是一个五十年代勘探的矿区, 当时只单一地勘探铅锌矿。1971 年为了寻找当地急需的菱镁矿资源, 地质队又重返矿区, 对 75 个钻孔近万米的岩心进行检查。经采样化验和资料整理, 发现在铅锌矿体顶板赋存有厚 3.44~9.66m 的菱镁矿 (见图 1-2-23), 含氧化镁 34.92~42.76%, 含氧化钙 4~12.97%。分为上、下两个含矿带, 由

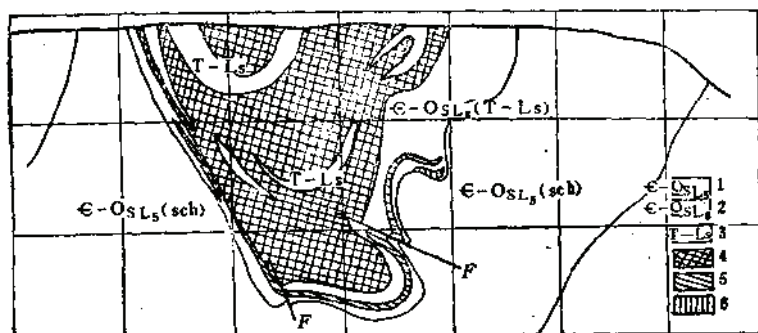


图 1-2-22 广东某铁矿Ⅱa剖面图

1—绢云母石英片岩；2—结晶白云岩，白云质结晶灰岩，透闪石透辉石，白云岩及透闪石透辉石岩；3—透辉石，透闪石岩；4—铁矿体；5—锌矿体；6—铜矿体

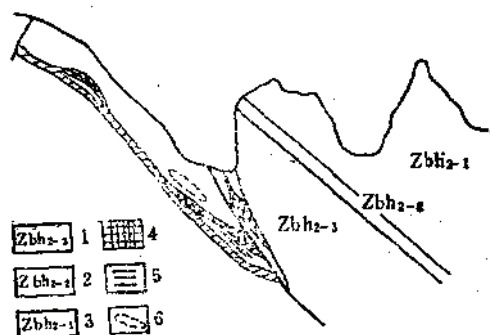


图 1-2-23 四川某矿Ⅱ号勘探线剖面图

1—葡萄状白云岩；2—透镜状构造白云岩；3—豆状葡萄状白云岩；4—铅锌矿床；5—菱铁矿体；6—菱镁矿化

14个似层状透镜状矿体组成，产状与围岩一致，储量达数百万吨，符合工业要求，从而满足了四川省的急需。这也反映了由于在勘探铅锌矿时，未重视综合评价，造成了重复工作的情况。

2.3.11.2 伴生有益组份

伴生有益组份系指矿床中与主要有用组份伴生产出的可供综合回收的组份，或有利于主要有用组份加工的组份。它们可分为呈矿物存在和呈分散状态存在的两种赋存形式。可供综合回收的伴生有益组份，如铅锌矿体中的黄铜矿，钨矿体中的锡石，锡矿体中的闪锌矿，铁矿体中的黄铜矿、硫钴矿、钛铁矿等，它们在矿石中多呈该元素的单矿物产出。闪锌矿中的Cd、In、Ga、Ge；方铅矿中的Ag、Se、Te、Tl；黄铜矿中的Se、Te、Tl、Ga、Ge；辉钼矿中的Re；以及黄铁矿中的Au、Co等，则多呈分散状态产出。某些本身不具综合回收价值，但有利于主要组份加工回收的有益组份，如自溶性铁矿石中适量的CaO和MgO等，则多呈脉石矿物产出。这些伴生的有益组份由于工业利用情况不同，对其综合勘探的要求也不相同。

(1) 呈单矿物存在的伴生有益组分, 多在选矿过程中能相对富集或能够单独回收, 因此应查明其含量、矿物种类、颗粒大小、嵌布特性和沿矿体走向、倾向的分布规律。并通过选矿试验查明其综合回收程度及经济效益。

(2) 呈分散状态的伴生有益组分往往在选矿过程达到一定程度的富集, 而主要靠冶炼过程回收。因此应查明其含量、赋存状态、载体矿物种类及分配率。通过选矿试验查明在精矿中的富集程度和在尾矿中的损失情况。

(3) 伴生有益组分局部富集的地段, 品位高、质量好、具有独立的工业意义时, 若现有勘探工程难以控制, 则应专门增加工程进一步控制。

(4) 伴生有益组分的工业价值大小, 不仅取决于品位高低, 还取决于选冶过程中能否综合回收, 以及回收后是否具有经济效益。只有经过选冶试验证明能回收的伴生组份, 才能计算其伴生储量或金属量。

(5) 对主要有用组份加工过程有利的伴生组份, 应查明其种类、含量、分布规律及其与主要有用组份的相互关系和含量比例。

如果对伴生有益组份的综合勘探工作重视不足, 亦将对资源利用和矿山建设带来不利影响。例如内蒙古某铁矿, 为一赋存于偏碱性花岗岩与震旦系白云岩接触带内的高温热液矿床。矿体及其上下围岩中含有氟、磷、稀土、铌钽和分散元素, 其中稀土和铌钽已构成独立的大型矿床, 具有很大的工业价值。1954~1956年勘探期间仅对铁矿体内的稀土元素进行了粗略的综合勘探, 对铁矿体内的其它稀有分散元素以及铁矿体上下盘围岩中的稀土、稀有元素未进行综合勘探, 对铁矿体内的稀土元素的综合回收也未能解决, 致使当时只能按单一铁矿进行设计和建设。矿山投产后, 因综合利用问题未能解决, 生产长期处于被动状态, 造成以后多次补勘。1959年对主东矿体下盘含稀土白云岩进行了普查评价, 1965年对主东矿体的铁-铌-稀土和矿体上盘近矿围岩的稀土-稀有元素进行综合评价, 随后又对主东矿体上盘远矿围岩(距矿体上盘边界200m以外)的稀土-稀有元素进行了补充勘探。

又如湖南某硫铁矿是一个矿石类型复杂、含有多种组份的多金属矿床。其中黄铁矿储量达大型规模、铅锌及铜储量达中型规模, 还伴生有金、银、镉、钼、铊、锗、碲、铀等有用组份。在普查评价及勘探工作中, 金、银在组合分析及部份基本分析中含量较高, 但认为变化大而未进行系统的综合评价工作。对矿区东西两端大量的含金、银、铁、锰黑土, 曾误认为是氧化矿, 工业上难以利用。勘探施工中矿心采取率未作严格要求, 也未系统采样, 仅对铜锌等进行分析。由于对伴生组分赋存状态研究不够, 矿区勘探早就结束, 而矿山至今未能建设。

2.3.12 地质勘探工作质量

地质勘探工作质量, 直接关系到各项原始地质资料的准确性和综合地质资料的可靠性, 是进行矿床地质综合研究和取得勘探综合成果的基础。因此, 在评价矿床勘探程度时, 必须对勘探工作质量进行逐项的分析研究。

例如内蒙古某铁矿设计施工83个垂直钻孔, 施工后有53个钻孔的弯曲度随钻孔深度增加而变大, 最大达74°。由于当时技术条件所限, 均按直孔对待, 随着矿山开采深度下降, 矿体位置越来越不准确。经过对孔斜进行检查和补测表明, 因钻孔弯曲和方位变化, 原提交的地质资料存在很大误差; 矿体产状变陡5°~10°, 最大达23°, 矿体向北发生位移,

位移距离随矿体埋深的增加而增大(如采场底部1230m标高矿体北移30~70m,最大达140m);矿体在走向上的厚度增加十几米到几十米,在倾向上一般增厚20~50m,最大达122m;主矿体沿倾斜大部分延深长度增加(9线增长达122m),东矿体沿倾斜却大部分缩短(216线缩短425m);矿石储量随深度增加而误差增大。这些变化迫使露天采场修改境界,造成采场北移35~65m,边坡角增大 5° 、主矿体上盘减少3500万t剥岩量、下盘增加4700万t剥岩量。同时,还不得不改动已形成的外部运输线路和上部开拓工程,给矿山建设和生产造成很大困难。

又如湖南某铜矿Ⅳ号矿体赋存在白垩系红色砂岩与石炭系壶天灰岩的接触破碎带中,施工条件较差,由于勘探时钻孔未测方位、大部分未测斜、基本未作孔深校正、部分坐标测定错误,岩矿心采取率低、部分钻孔采用无岩心钻进,仅圈出几小块D级储量,造成矿体遗漏。在Ⅳ号矿体下部30~70m处的Ⅵ号矿体进行基建开拓时,同时对Ⅳ号矿体进行补勘升级。由于Ⅳ号矿体储量增加十倍(参见图1-2-24),不得不停止Ⅵ号矿体的基建开拓工程施工而返回Ⅳ号矿体进行基建开拓。同时对已施工的竖井进行改造,推迟了矿山投产时间,增加了Ⅳ号矿体基建坑道的维护费用。

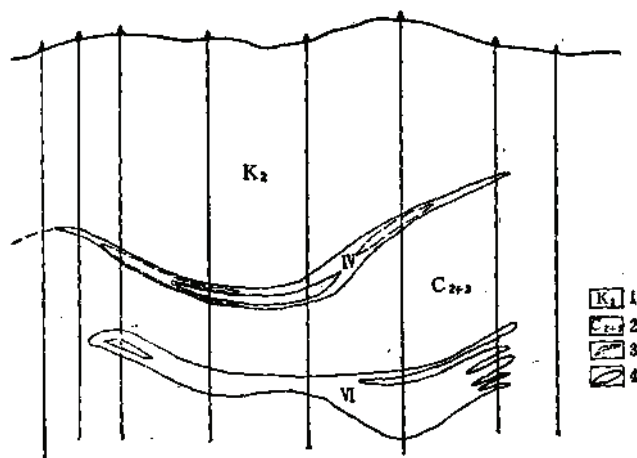


图1-2-24 湖南某铜矿Ⅳ号、Ⅵ号矿体纵投影图

1—白垩系红色砂岩; 3—勘探矿体;
2—石炭系壶天灰岩; 4—补勘后矿体

为保证地质工作质量,以满足矿山建设要求,主管部门分别制定了有关的规程规范,现将与矿山设计密切有关的几项主要地质工作的质量要求分述于后。

2.3.12.1 钻探工程质量要求

(1)全孔岩心采取率不低于65%;矿化带、重要标志层及近矿围岩(距矿体3~5m)平均岩心采取率不低于75%。

(2)矿心采取率不低于75%(按分层厚每5~10m依次计算),低于75%者不得连续超过5~10m;厚度小于4~5m的薄矿层,每层矿心采取率不得低于75%。

(3) 斜孔每钻进50m、直孔每钻进100m应测量一次钻孔顶角和方位角。钻孔顶角弯曲超过 5° 时。测斜间距应按斜孔对待。钻孔换径或见主矿体时, 应加测顶角和方位角。

(4) 金刚石钻进的顶角弯曲, 直孔每百米不超过 1° , 斜孔不得超过 2° (矿心采取率一般应在90%以上); 钢粒钻进直孔不超过 2° , 斜孔不得超过 3° 。钻孔见矿点偏离勘探线距 $1/4$ 时, 应予以处理。

(5) 每钻进100m, 或见主要矿层前后、或见重要地质现象, 或下套管前和终孔, 应进行孔深校正。孔深校正最大允许误差为千分之一, 超出允许误差时, 需及时消差。

(6) 穿过矿体的最小孔径一般不小于75mm, 用小口径金刚石钻机钻进时, 不小于46mm。

(7) 凡在主矿层或含水层、含水构造的顶底板各5m范围内隔水层处, 均应用325号以上水泥封闭钻孔。封孔质量应进行检查, 封孔后要埋设孔口标志。

2.3.12.2 化学分析样品采取要求

采取化学分析样, 是为确定矿石中有益、有害组份(元素)的种类和含量, 确定矿体与夹石、围岩的界线, 研究其相互关系和空间变化规律。化学分析样品的采取, 应沿物质成分变化的最大方向(矿体厚度方向), 按不同矿体、不同类型和品级分段进行。如矿体与夹石、围岩界线不明, 则需连续采取样品确定其界线。样品必须具有代表性, 应如实反映客观实际, 避免人为的富化和贫化。在地表和坑探工程中一般采用刻槽法、刻线法, 剥层法、全巷法和拣块法取样, 其中以刻槽法应用最广。刻槽法多用于普查评价阶段, 勘探中对品位均匀的矿体也有使用; 剥层法用于品位很不均匀或厚度小的矿体; 全巷法用于采取加工技术和开采技术试验样品, 以及品位极不均匀的矿体; 拣块法多用于松散矿石的取样。在岩心钻探中, 通常劈取矿心的一半作化学分析样品。

穿脉工程用刻槽法取样样时, 槽位置应布于坑道一壁上, 当矿化很不均匀时, 则在两壁同时采取, 合并成一个样。沿脉工程刻槽法取样槽位应布置在掌子面或顶、侧壁, 间距2~10m; 当矿体厚度小、品位变化大、沿脉坑道能全部揭露矿体(脉)厚度时, 则应加密采样间距。探槽中刻槽法取样槽布置在槽底或一壁。探井中刻槽法取样槽布置视矿化均匀程度而定, 可布置在一壁、对壁或四壁。刻槽法取样的样槽规格一般为 $5 \times 2 \sim 3$ 至 $10 \times 3 \sim 5$ cm, 样品的实际质量与理论质量之差不应大于4%。刻线法取样线沟规格为 $1 \sim 2 \times 1$ cm, 线距5~10cm, 应等距平行刻取3~6条样线, 合并成一个样。

取样长度取决于矿体厚度、矿石类型变化和矿化均匀程度。矿体厚度小, 矿石类型变化大、矿化不均匀或需要根据化学分析圈定矿体界线, 其取样长度不宜过大, 一般为0.5~1m。矿化均匀时一般为1~2m。在一般情况下应尽可能按等长度取样。

钻孔矿心取样均沿矿心长轴劈成两半, 一半送加工化验, 一半保留, 两者的质量不得相差15~20%。取样分段长与刻槽样长度相同。当矿心采取率达不到规定要求, 应收集岩粉或采取补救措施。难于取出矿心的某些矿种, 应保留取粉管和沉淀槽中的矿粉, 以了解矿化情况, 但不能以此代替基本分析和作储量计算依据。

现代盐湖矿床, 要采集盐晶间的液体矿样, 了解浅部与深部卤水的化学成份, 确定含矿情况。每个钻孔穿至卤水层以下约1m处时, 取一个水样, 在卤水层底部取一个水样。取水样时, 均需测水温和密度。为查明不同深度的晶间卤水层所含的卤水性质及有益组份含量, 在地下液体矿富集地段的晶间卤水盐层中钻进时, 应分层止水, 分层分段定深取样,

当晶间卤水层厚度大于5~10m时,可每隔2m取晶间卤水样一个。

盐湖水取样,与测量湖水深度同时进行。湖水深度大于1m时,应在湖水表部、中部和底部各取一个样。湖水深度0.5~1m时,只取表面一个样。湖底的新盐和湖泥,要分别取样分析。

盐类矿床地表的硝土、硝土及碱土等的取样,按一定间距或线距用剥层法采取,取样厚度为矿层全部厚度,取样面积根据样品所需样量确定。

现代盐类矿床中盐渍土再生矿取样,按规定的间距进行,同时进行盐的再生现象观察。

2.3.12.3 地质样品化学分析要求

为了确定地质样品化学分析的质量,必须进行内部检查和外部检查。

(1)内部检查系由原化验室进行,检查数量一般规定为10%。凡参与计算储量的地质样品,累计30个检查样中有四分之三的结果系统偏高或偏低者,或每批分析样品中有30%的结果超出允许偶然误差者,应认真查明原因,适当处理。如找不出产生误差的原因,则应斟酌具体情况,将基本分析或检查分析交第三者返工;第三者分析结果若与基本分析一致,基本分析即为合格;第三者分析结果与检查分析结果一致,则未被检查到那部分样品应予返工。属于系统误差的整批样品,如系低于边界品位者,或四分之三以上的结果不超过规定允许偶然误差50%者,可不返工。

(2)外部检查的样品由负责基本分析的化验室选送,由主管部门指定的化验室担任检查工作。计算储量的样品或其它重要样品,均需进行外部检查,其数量一般为5%。如果累计30个检查样中有四分之三的结果系统偏高或偏低,或每批分析样品中有30%的结果超过允许偶然误差,则应进行仲裁分析。仲裁分析证实基本分析是错误的,如无补救办法,则应全部返工。

在评价地质样品的化验质量时,应分项目。分批次检查并计算其合格率

(3)各矿种样品化学分析允许偶然误差,参见本卷附录I。

2.3.12.4 岩矿石物理力学性能试验要求

岩矿石物理力学性能试验是测定岩石、矿石和矿体顶底板围岩的物理力学性质,为储量计算和研究矿床开采技术条件提供资料。试验项目一般包括矿石的体重、湿度、块度、孔隙度、松散系数;岩矿石顶底板围岩的稳定性、硬度以及抗压、抗剪、抗拉强度;砂性土及粘性土的土工试验等。

各项试验的样品应具有代表性,样品规格、试验和计算公式,均应按照1977年国家地质总局颁发的《金属非金属矿产地质普查勘探采样规定及方法》执行。

在储量计算中,体重对储量的精度具有很大影响,因此应特别注意体重样的代表性和体重测定的质量。

体重分为小体重和大体重。小体重样是在探槽、浅井、坑道及矿心中采取的,体积一般为60~120cm³;大体重样是在坑道、探槽、浅井或采场采取。采样时,应先将矿体表面铲平,尽可能凿取一个正方形或矩形的块样,并准确地测量其体积,一般规格不小于0.125m³。

体重样应按矿石类型和品级分别采取,每一类型的小体重数量不少于20~30个,大体重数量为1~3个。当品位、某种组分或某几种组分之和与体重成相关关系时,应根据矿

体顶底板围岩和矿石的品位高低,划分区间,分别测定体重,并进行回归分析。

当矿石裂隙发育、松散多孔,大体重测定应多做,并要用大体重校正小体重后,才能参与储量计算。矿石物质成份均匀、结构致密时,大体重测定可以少做。

2.3.12.5 矿区地质测量基本要求

1. 矿区地形测量

矿区地形图的比例尺一般为1:1000;1:2000;1:5000;个别小矿区可采用1:500。地形图等高距的选择见表1-2-5。

由等高线插求的高程点对附近图根点的高程中误差,不得大于表1-2-6规定(以测图等高程为单位)。

不同比例尺等高距表

表1-2-5

比 例 尺	不同地形类别等高距(m)		
	平地(倾角 $<2^\circ$)	丘陵地(倾角 $2^\circ \sim 6^\circ$)	山地、高山地(倾角 $>6^\circ$)
1:1000	0.5	1	1
1:2000	0.5	1	2
1:5000	1	2	5

高程点精度要求表

表1-2-6

地形类别	平 地	丘 陵 地	山 地
高程点中误差	1/3	1/2	1

使用平板仪测绘地形图时,测站至碎部点的最大视距以及测站对点误差不应超过表1-6-7的规定。使用平板仪测图时,当垂直角超过 $\pm 10^\circ$ 时,视距长度要适当缩短,平原地区成象清晰时,视距长度可放宽20%。要求测站点对于最近图根点的平面位置中误差,不得大于图上0.3mm,高程中误差不得大于1/6等高距。展图方格网,图廓点及控

平板仪地形测量精度要求表

表1-2-7

比 例 尺	最大视距(m)	测点对点误差(m)
1:1000	100	5
1:2000	200	10
1:5000	300	20

制点的展图精度,应符合表1-2-8的规定。

地面摄影测量的精度要求见表1-2-9。

2. 矿区勘探工程测量

地形图展绘精度要求表

表 1-2-8

项 目	展点误差(mm)
方格网线段与理论长度之差	0.2
控制点间的图上长度与座标反算长度之差	0.3
图廓边、图廓对角线图上长度与理论长度之差	0.3
方格网线的粗度与刺孔直径	0.1

摄影测量精度要求表

表 1-2-9

分 类	误 差 要 求	
	平面位置中误差(图上mm)	高程中误差
摄影基线端点	± 0.15	1/10等高距
野外测定的象控点	± 0.15	1/6等高距
室内加密的象控点	± 0.25	1/6等高距

勘探线剖面测量是按实测位置在实地定线,并测出该方向线上的工程位置点、地质点、地物点及地形特征点,绘制成图。勘探线剖面测量精度要求,见表 1-2-10。

勘探线剖面测量精度要求表

表 1-2-10

项 目	对附近图根点平面位置中误差(mm)	对附近水准点的高程中误差(等高距)	备 注
剖面控制点	0.1	1/6	平面位置中误差指地形图上距离
剖面测站点	0.25	1/6	
剖面点	平地丘陵地 0.6 山地 0.8	1/3	

矿区的地质点、探槽、探井和钻孔位置采用定位测量予以测定。定位测量的基本精度要求见表 1-2-11。

定位测量精度要求

表 1-2-11

项 目	对附近图根点平面位置中误差(mm)	对附近水准点高程中误差(等高距)
钻孔(包括水文孔)坑道位置点	0.1	1/8
探槽、探井、 取样钻孔	重要 0.3 一般 平地、丘陵地 0.6 山地 0.8	1/6
地质点	平地、丘陵地 0.6 山地 0.8	

地质填图质量要求表 表 1-2-12

项 目	比例尺	1:10000	1:5000	1:2000	1:1000
对地形图的要求		地形底图应符合规范规定的相同比例尺的地形图,或是航空像片转绘的地形图(可以简化)	同 左	地形底图应符合测量规范的同比例尺地形图(可以简化)	同 左
实测剖面图的要求		实测剖面图比例尺应大于地质图,要求各地质层单位及火成岩应有 1~2 条实测剖面控制	同 左	实测剖面比例尺应大于地质图,要求各地质层单位及火成岩应有 2~3 条实测剖面控制	同 左
地质观察线间距		<100m	<50m	<25m	<20m
每平方公里地质观察点个数	地质条件简单区 地质条件中常区 地质条件复杂区	>40 >60 >80	>160 >240 >320	>1000 >1200 >1600	>2000 >2000 >2500
槽探、井探布置要求	槽探: 布置于矿体中的间距 布置于矿化带中的间距 位于一般地质体中的间距	50~100m 200~400m 至少有三个以上槽探控制,一般为1000m	50m 200~400m 至少有三个以上槽探控制,一般为500m	25m 100m 至少要有三个以上槽探控制	25m 50m 同左
井探:使用非探表土量 层面积规定		200×200m	100×100m	50×50m	20×20m
填图精度要求	必须表示的地质体规模	地质体在图上表示的最小规模,厚1m,长3mm,直径3mm,小于1mm的重要地质现象要扩大表示	同 左	地质体在图上表示的最小规模,宽1mm,长3mm,直径3mm,小于1mm的矿体,标志层,含矿层应适当扩大表示	同左
	地层划分单位	地层应划分到级或组,如范围大可进一步划分。并确定其时代和接触关系,测定厚度及产状	同 左	沉积岩,喷出岩,变质岩的地层单位划分精度,应在1:5000、1:10000地质填图分属基础上按矿体地质进一步划分到“段”或“带”如层的厚度在图上小于1mm时,可以合并为“互层带”表示,并确定其时代和接触关系	同左
	地质界线实测误差要求	不超过1mm	同 左	同 左	同左

在森林荫蔽等困难地区，探槽、探井及取样钻孔、地质点的误差可放宽0.5倍。

勘探坑道测量包括近井点、坑口位置点、坑道定线和坑内导线测量，其精点应符合规范要求。

3. 矿区（床）地质填图

各种比例尺的矿区（床）地质图的精度要求见表1-2-12。

第三章 矿床地质经济评价

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

长沙有色冶金设计研究院

编写人 姚剑辉 邱世联

3.1 矿床地质经济评价基本要求

矿床地质经济评价是在矿产详查（即原初勘）阶段地质评价的基础上，根据已掌握的矿床开发利用的技术和经济条件，对已探明的储量在今后一定时期内工业利用的经济价值进行初步的评价。其目的在于为勘探（即原详勘）阶段的投资决策提供资料依据。

实践证明，矿床地质经济评价工作，不仅使矿床勘探能择优地进行，并与矿山基本建设前期工作的某些环节紧密衔接，避免矿床勘探和矿山建设投资失误，而且对加强资源和环境保护、提高矿床勘探和工业开发利用的经济和社会效益等，都具有重要意义。因此，它既是详查阶段地质勘查的重要任务，也是矿山设计部门进行地质咨询的一项重要内容。

本章主要论述矿床详查阶段的矿床地质经济评价的原则和方法，亦可供普查阶段的矿床概略经济评价和勘探阶段的矿床详细经济评价参考。

3.1.1 矿床地质经济评价的基本条件和资料依据

3.1.1.1 基本条件

（1）矿床地质经济评价必须在基本结束详查工作拟转入勘探阶段，已经或正在编制详查报告的前提下进行；

（2）对已经进行地质经济评价的矿床，只有在评价的资料依据发生了质的变化，以至可能改变原评价结论，并有重新评价的任务或委托时，才再次进行评价工作。

3.1.1.2 资料依据

在进行矿床地质经济评价时，应具有以下资料为依据：

- （1）矿床详查报告或相应的系统地质资料；
- （2）当矿石需要选矿时，应有选矿试验报告；
- （3）当矿石产品直接作为冶炼原料时，应具备冶炼试验报告；
- （4）矿区外部建设条件和区域内协作配合能力的初步调查资料，包括供水、供电、交通运输、燃料及辅助原料供应、建筑材料供应、机修和汽修能力、生活物资供应条件等；
- （5）矿产品供需情况预测资料，包括国内外地质储量、矿山生产能力、矿产品逐年消耗和市场需求量，矿产品的品种和质量要求、产品价格、销售流向、市场竞争能力等的

调查资料;

(6) 采选冶生产成本、运输成本等实际生产指标的调查资料;

(7) 国家规定的设备折旧率、大修理费率、维检费率、管理费、人员工资标准等;

(8) 银行基建贷款利率、流动资金贷款利率, 以及外资贷款利率;

(9) 国家规定的有关税率。等等。

3.1.2 矿床地质经济评价的内容和深度要求

3.1.2.1 评价的内容要求

矿床地质经济评价主要由企业经济效益评价、国民经济效益评价组成。

1. 企业经济效益评价

矿床未来工业开发的企业经济效益评价, 是根据矿床的具体条件按现行价格与财务制度, 从矿山企业收支平衡的角度, 通过一系列的动态或静态经济效益指标计算、分析和评价矿山企业投资的预期经济效益, 从而反映矿床的经济价值。其指标构成主要有:

(1) 矿山年利润或总利润;

(2) 净现值;

(3) 投资收益率;

(4) 投资回收期。

2. 国民经济效益评价

国民经济效益是从国家和社会的角度, 利用现行价格与合理的计算参数来分析和评价矿床未来开发的预期国民经济效益。原则上它既包括直接的经济效果和与之密切相关的间接经济效果, 也包括生产、流通、消费环节的经济效果。参照我国有关部门目前对工业项目评估和矿床经济评价的一般规定, 其主要评价指标包括:

(1) 投资新增国民收入(投资国民收入净增值或社会净产值, 静态)、投资国民收入现值(净增值现值, 动态), 以及相对效果指标(净增值率和净增值现值指数);

(2) 投资新增社会纯收入(社会净收益或社会盈余, 静态)、社会纯收入现值(动态), 以及相对效果指标(投资社会纯收入率或投资利税率等);

(3) 社会内部收益;

(4) 辅助指标, 包括净外汇效果、国际竞争能力、分配效果及就业效果等。

3. 不确定性因素分析

由于矿床从详查到工业开发, 其经济评价所依据的基础资料和条件, 都要随着时间的推移而变化, 从而必将导致评价计算参数及结果的某些改变, 因此, 需在企业经济效益和国民经济效益评价时, 对矿床工业开发经济效果具有明显影响的各种主要的不确定因素及其可能造成的影响作出相应的估计。其一般内容包括:

(1) 详查阶段的储量计算工业指标合理性分析;

(2) 矿床储量变化的风险分析;

(3) 技术经济指标敏感性分析;

(4) 矿石综合利用及资源损失情况分析, 等等。

4. 矿床未来工业开发的综合经济评价

综合上述各项经济效益及其影响因素的计算和分析, 结合整个矿产资源的形势和本矿床特点, 及其对政治、国防、环境、生态和资源保护等非数量化因素的社会影响, 全面评价矿床未来工业开发的可能性, 作出其能否转入勘探的结论。

3.1.2.2 评价的原则和深度要求

1. 评价的原则

(1) 技术可能与经济合理。在进行矿床地质经济评价时, 必须首先确定该矿床的矿产资源在当前的选冶技术水平下, 能够得到有效的回收利用, 并在当前的技术经济条件下, 能够经过工业开发并获得经济效益, 才能确认其具有经济价值。

(2) 资源的充分利用和有效保护。地下矿产都是不能再生的一次性资源, 只要在工业上可能被开发利用并获得经济效益, 就应当使其得到充分地利用和有效的保护, 以最大限度地满足社会日益增长的对矿产品的需求。要防止用“采富弃贫”、“采易留难”、或“采主留次”的办法来评价矿床经济价值, 以免造成资源的损失和浪费。

(3) 企业经济效益评价和国民经济效益评价的结果, 应有利于获得包括资源的开发利用和勘查工作在内的最大经济效益和社会效益。

(4) 注意环境保护, 防止环境污染和生态平衡遭受破坏。

2. 评价的深度要求

(1) 对大、中型矿床未来工业开发的企业经济效益指标, 一般应进行静态和动态计算, 并分析比较两者的差异和影响; 小型矿床, 因其服务年限短或受某些客观条件限制, 一般只进行静态指标计算。

(2) 由于目前对国民经济效益评价的内容、标准以及评价的某些观点尚不统一, 主管机关对此亦无正式规定, 因此, 矿床地质经济评价时, 一般可以暂时不做此项工作。有条件时, 可对一些直接的国民经济效益指标进行计算, 而对间接效益和非数量化因素只作定性分析。

(3) 在不确定性因素分析中, 应根据本阶段评价的特点, 着重于工业指标、储量变化等因素的变化和影响分析。

(4) 在评价计算时, 如存在两种或两种以上的方案可供计算选择时, 应进行方案比较, 并以最佳方案为评价依据。

(5) 对目标的肯定性评价, 在一般情况下应确保地质勘探的投资决策不冒较大的风险, 评价的结论与实际情况不发生根本性的偏离。

(6) 对地质条件良好、储量远景巨大, 只因技术经济条件不利而暂时难以开发利用的矿床, 在评价时须对主要不利因素作出适当的远景分析。

(7) 对资源和建设条件好、工艺条件成熟、而该矿产品市场积压较多、国家建设或对外出口目前暂不需要开发的矿床, 在评价时, 需对此情况作分析说明, 以便在以上条件产生有利变化时即能得到勘探和开发利用。

(8) 对目标的否定评价, 必须做到论据充分、论证可靠、结论合理, 以避免或减少今后不必要的重复评价工作。

(9) 矿山设计部门进行矿床地质经济评价时, 一般不包括地质勘探工作费用的效益评价内容, 仅提出转入勘探可能性和合理性的建议。

3.1.3 矿床地质经济评价的方法和步骤

3.1.3.1 评价方法

矿床地质经济评价一般采用费用和盈利分析法,即在已获得详查地质资料基础上,采用类似矿山生产的扩大技术经济指标,模拟矿山生产过程的经营和流通环节,按照现行的价格和财务规定进行经济效益指标的计算分析,并以货币值来表示矿床未来工业开发预期经济效益。

其具体作法可分为两种情况。

1. 评价指标计算

(1) 经济指标的计算,可根据矿床不同情况,分别或同时采用动态和静态的计算方法;

(2) 非数量化因素或某些社会效益指标的评价,可采用定性分析和综合评价的方法。

2. 评价方案确定

(1) 对某项具体评价指标有重要影响的技术经济问题,如工业指标对矿体圈定和可采矿量的影响、不同采选方法对资源利用程度和经济效果的影响等,应尽可能作专业性单体方案比较;

(2) 对矿山企业总的经济效益有重大影响的主要技术方案,如建设规模、基建投资、产品方案、工艺流程等,应尽可能做多方案比较作出选择。

3.1.3.2 评价步骤

1. 评价的准备工作

- (1) 基础资料的收集和分析;
- (2) 矿山建设方案拟定;
- (3) 矿山建设投资估算;
- (4) 计算参数确定。

2. 评价的实施

- (1) 企业经济效益指标计算;
- (2) 国民经济效益指标计算;
- (3) 不确定性分析;
- (4) 综合评价。

3. 编制矿床地质经济评价报告书

3.2 矿床地质经济评价的准备工作

3.2.1 基础资料的收集和分析

在接受矿床地质经济评价任务或委托之后,首先要收集评价所需的地质资料和其它各项基础资料,然后对这些资料进行分析研究。

3.2.1.1 地质资料

(1) 要分析矿床成矿地质条件、矿化富集特征是否基本查明, 矿床成因类型或工业类型是否已初步划定。

(2) 要分析矿床分布范围和矿体产出特征是否已用探矿工程大体控制, 对主要矿体的产出特征是否已基本控制, 并探获了详查阶段所规定的C+D级储量(个别情况下有少数B级储量)。

(3) 矿石有用组份和伴生有益组份及有害杂质的种类、含量、分布特点等是否已经查明; 矿石自然类型和工业类型是否已经初步划分; 对矿石性质简单, 或有成熟加工经验的矿石, 应有实验室流程试验报告; 对新类型矿床或组份复杂、难选的矿石, 应有实验室扩大试验报告。

(4) 对矿床开采技术条件、水文地质及工程地质条件, 是否已经基本了解, 并具有相应的资料和说明。

(5) 储量计算的暂定或参考工业指标, 是否适合矿床的具体情况。

(6) 是否指明矿床的储量远景, 及进一步勘探使储量升级的可能性。

3.2.1.2 其它有关资料

1. 矿区外部建设条件资料

对矿区外部各项建设条件的资料, 应注意核定是否符合所在地区的实际情况及可能发展的远景。

2. 产品供需情况预测资料

产品供需情况的预测资料, 应注意在总体上能否满足评价时进行资源形势分析和有关评价指标计算的需要。

3. 矿山生产扩大技术经济指标资料

矿山生产扩大技术经济指标的分析, 应注意指标是否齐全, 是否符合矿床的具体条件并能保证评价计算结果的精度。

4. 有关产品价格和财务规定的资料

产品价格的确定应以现行价格为准; 对有关财务规定问题, 由于我国正处在经济改革时期, 各项财务制度正在逐步制订和完善, 因此评价计算时应以国家的最新规定为准。如目前没有正式规定, 则可选用中国人民建设银行或主管机关的暂行规定。

3.2.2 矿山建设方案的拟定

3.2.2.1 矿床开采方案拟订

1. 开采方式

矿床开采方式的拟订, 包括露天开采或地下开采方式的选择。

露天开采与地下开采两种方式相比较, 在通常情况下, 前者具有生产能力大、劳动生产率高、资源损失小、生产安全、管理方便等优点; 地下开采则有不受气候条件限制, 适应性强等优点。因此当两种开采方式比较差别不大时, 一般应优先考虑采用露天开采。

开采方式的选择详见本手册矿床开采卷。

2. 开拓方式择详

1) 露天开采的开拓方式

露天开采常见的开拓运输方式及其主要特点, 参见表 1-3-1。

露天开采开拓运输方式及其主要特征表

表 1-3-1

开拓运输方式	主 要 特 点
① 铁路运输	准轨铁路一般适用于地形和矿体产状简单规模较大的大型、特大型矿床; 窄轨铁路一般适用于地形简单规模比较小的中小型矿山。特点是线路工程量大、投资较多、基建时间较长, 运输量大、运输费用低。
② 公路运输	一般适用于地形和矿体产状较复杂的各类型矿床, 运距不宜太远, 特点是投资较少、基建时间较短、生产管理灵活方便。
③ 斜坡卷扬	适用于比较高大而又不能用平硐溜井开拓的中小型矿床, 特点是工程量少, 能缩短运距。采用斜坡箕斗时, 有时也可用于大型矿山, 但需降段、移设及矿岩转载。
④ 平硐溜井	一般适用于比较高大的山坡露天矿, 特点是运距短、运费省、要求溜井部位稳定和整体性好的矿岩。
⑤ 胶带输送机	一般适用于公路一级破碎转载站—胶带输送机半连续工艺的大型、特大型矿床。特点是生产能力大, 运距短, 矿岩需预破碎。

露天开拓方式的选择详见本手册矿床开采卷。

2) 地下开采的开拓方式

地下开采常见的开拓方式及其主要特点, 参见表 1-3-2。

地下开拓方式的选择详见本手册矿床开采卷。

3. 地下开采的采矿方法

不同的采矿方法直接关系到采矿生产能力、生产成本、资源利用程度和生产安全等问题。因此, 在矿床地质经济评价时, 应根据各矿床的具体情况, 尽可能地选择生产安全、开采强度大、经济效果好和有利于资源回收的采矿方法。采矿方法的选择详见本手册矿床开采卷。各主要采矿方法见表 1-3-3。

3.2.2.2 矿山生产能力拟订

在矿床地质经济评价阶段, 矿山生产能力可以通过以下各种比较粗略的方法计算, 并根据初步调查的用户和市场供求情况, 综合考虑其它因素, 进行初步拟定。

地下开采开拓方式及其主要特征表

表 1-3-2

开 拓 方 式	主 要 特 点
竖井开拓	一般适用于急倾斜矿体和埋藏较深的水平、缓倾斜矿体，特点是产量较大、生产可靠，但井巷工程量较大
斜井开拓	一般适用于倾斜矿床，特点是井巷工程量较少，提升能力小，建设较快，当采用胶带输送机时，运输能力也较大
平硐开拓	一般适用于山坡矿体，特点是基建工程量较少、投产较快、管理方便、生产费用低
无轨斜坡道开拓	一般适用于产量不大、埋藏不太深的矿体，井巷工程量大，汽车运矿时，费用较高。如全盘区无轨开采，则劳动生产率高，生产灵活性强，但管理水平要求高

主要采矿方法表

表 1-3-3

采矿方法	适 用 条 件	损失率 (%)	贫化率 (%)	备 注	
1	2	3	4	5	
空场采矿法	(1)全室法	缓倾斜、缓倾斜中厚及薄矿体	6~10	10~15	浅孔落矿
	(2)普通房柱法	缓倾斜连续中厚矿体	15~20	8~10	矿柱不同采，浅孔落矿围岩较稳固
		缓倾斜不连续中厚矿体	5~10	8~10	
	(3)中深孔房柱法	缓倾斜中厚矿体	10~15 8~12	8~10 5~8	普通中深孔落矿先拉顶预控
		急倾斜厚矿体 缓倾斜中厚矿体	10~15 6~8	8~10 6~15	
	(4)分段空场法	急倾斜厚大矿体	10~15	15~20	中深孔落矿爆破搬运
(5)阶段矿房法	急倾斜厚大矿体	10~15	15~20	深孔落矿	
(6)留矿法	急倾斜薄到中厚矿体	8~15	8~10	普通浅孔留矿	
	急倾斜极薄矿脉	6~8	60~70	桶采，不留矿柱	
	急倾斜极薄矿脉	6~10	50~55		
崩落采矿法	(1)壁式崩落法	缓倾斜中厚以下矿体	10~17	5~7	浅孔落矿
	(2)分层崩落法	缓倾斜中厚矿体	5~12	6~12	金属网假顶
		缓倾斜、急倾斜中厚矿体	5~8	5~8	柔性假顶
	(3)有底柱分段崩落法	急倾斜厚大矿体	10~20	15~18	中深孔落矿
		缓倾斜厚矿体	10~20	15~20	中深孔落矿
		缓倾斜中厚矿体	15~20	15~25	单分段中孔落矿
(4)无底柱分段崩落法	急倾斜厚大矿体	15~18	15~20	中深孔	
	缓倾斜厚大及缓倾斜中厚矿体	15~20	15~25	中深孔	
(5)阶段强制崩落法	缓倾斜厚大矿体	15~20	15~25	深孔落矿	
(6)阶段自然崩落法	厚大矿体	10~15	10~20	国外矿山资料	

续表

采矿方法	适用条件	损失率 (%)	贫化率 (%)	备注	
1	2	3	4	5	
充填采矿法	(1)向上水平分层充填法 干式充填 胶结充填 胶结与尾砂充填 削壁胶结充填	急倾斜、倾斜中厚矿体 急倾斜、倾斜中厚矿体 厚大矿体 倾斜、急倾斜薄和极薄矿体	5~9 5~7 5~7 6~10	7~10 6~9 7~10 8~10	有混凝土隔墙垫层 矿房矿柱分别用胶结与尾砂 极薄矿体实际贫化较大
	(2)点柱充填法	急倾斜厚大、缓倾斜中厚矿体 (尾砂充填)	15~20	5~7 7~10	有胶结面时 无胶结面时
	(3)下向水平分层充填法	急倾斜缓倾斜中厚及厚矿体(胶结)	4~6	5~7	进路式回采
	(4)壁式充填法	缓倾斜中厚矿体, 薄及极薄矿脉	5~8 4~6	7~9 8~10	进路回采, 壁式推进(水砂) 削壁胶结(实际贫化较大)
	(5)垂直深孔球形药包后退式采矿法(即V.C.R法)	急倾斜、倾斜厚矿体	5~7	8~10	胶结充填矿房及矿柱

注: 1. 表中(3)(4)栏当矿体和围岩条件与开采条件适合时取下限, 反之取上限。

2. 上述指标指采场(包括矿房、矿柱)回采综合指标。

3. 表中房柱法与点柱充填法指标系矿房指标, 不包括矿柱。

1. 根据合理的矿山服务年限加以粗略计算

$$Q_t = \frac{Q\varepsilon_0}{n(1-\rho)} \quad (1-3-1)$$

式中 Q_t ——矿山生产能力, t/a ;

Q ——矿床开采储量, t ;

ε_0 ——矿石回采率, %;

n ——合理的矿山服务年限, a ;

ρ ——废石混入率, %。

不同生产规模的矿山合理服务年限, 参见表 1-3-4。

矿山企业主管机关规定的不同生产规模类型划分参见表 1-3-5。

一般矿山合理服务年限表

表 1-3-4

矿山规模类型	特大型	大型	中型	小型
服务年限(年)	>30	>25	>15	>10~15

矿山规模类型划分

表 1-3-5

矿山划分		矿 山 规 模 类 型 (10 ⁴ t/a)			
		特大型	大型	中型	小型
黑色冶金矿山	露天	矿岩>2000	矿岩3000~1000	矿岩1000~300	矿岩<300
		矿岩>1000	矿岩1000~200	矿岩200~60	矿岩<60
	地下	>300	300~200	200~60	<60
有色冶金矿山	露天	>1000	1000~100	100~30	<30
	地下	>200	200~100	100~20	<20
化学矿山	磷矿		>100	100~30	<30
	硫铁矿		>100	100~20	<20
建材矿山	石灰石矿		>100	100~50	<50
	石棉矿		>1.0	1.0~0.1	<0.1
	石墨矿		>1.0	1.0~0.3	<0.3
	石膏矿		>30	30~10	<10

2. 按矿山开采年下降速度粗略计算

即

$$Q_t = \frac{VSde_0}{1-\rho} \quad (1-3-2)$$

式中 V ——开采年下降速度, m/a; S ——典型开采阶段上的矿体面积, m²; d ——矿石体重, t/m³;

其余符号同上式。

国内一般露天开采矿山的年下降速度可参见表 1-3-6。

国内地下矿山使用各种采矿方法的综合年下降速度参见表 1-3-7。

国内一般露天矿山各种开拓运输方式综合年下降速度

表 1-3-6

开拓运输方式		采 场 状 态	下降速度 (m/a)
铁路运输	固定干线	山坡露天	8~10
		深凹露天	6~8
	移动干线	山坡露天	—
		深凹露天	6~8
公路运输		山坡露天	14~18
		深凹露天	12~16

国内一般地下矿山年下降速度表

表 1-3~7

采矿方法	下 降 速 度 (m/a)							
	长<600m或 面积1000~2000m ²		长600~1000m或面 积2000~6000m ²		长1000~1500m或面 积6000~10000m ²		长>1500m或面积 10000~20000m ² 以上	
	多阶段	1~3阶段	多阶段	1~3阶段	多阶段	1~3阶段	多阶段	1~3阶段
浅孔留矿法	35	15~25	21	6~15	—	—	—	—
极薄脉群留矿法	20	10~15	13	7~10	—	—	10	6~8
有底柱崩落法	40	25~35	30~40	15~25	30	10~20	20~30	6~20
无底柱崩落法	—	20~30	—	15~25	—	8~12	—	5~8
分段空场法	40	20~30	30~40	15~20	30	12~18	21	10~15
充填法	—	6~8	10	6~9	15	5~7	—	4~5

注：矿石有自燃发火危险，水文地质条件复杂矿山，下降速度在相同条件下应降低10~15%。

详细矿山生产能力的确定, 请见本手册矿床开采卷。

3.2.2.3 产品方案和产品流向拟订

矿床地质经济评价时,为给直接的经济效益计算提供依据,应拟订未来矿山企业的产品品种(方案)及其销售去向(流向)。

1. 产品方案

应根据各矿床的具体情况，分别确定矿产品的类别和品种。一般地说，如果产品以精矿出售时，应以精矿产品为准；如果为了提高产品的经济效益，或者产品必须以金属出售时，则产品方案应定为金属产品；有的矿种只能出售原矿时，则其产品定为矿石。

各种矿山的一般产品见表1-3-8。

各种矿山的一般产品表

表 1-3-8

产品品种	矿 石	精 矿	金 属
矿 种	富铁矿、富锰矿、富铬矿、菱镁矿、铝土矿、粘土矿、自然硫及硫铁矿、白云石、石灰石、硅石、硅藻土、耐火粘土、钾长石、花岗石、大理石等	铁、锰、钨、铬、钛、铜、铅、锌、锡、钼、铌、锆、钴、镍、汞、铂、钯、锂、铍、镓、铟、铀、稀土、硼、磷、萤石、石墨、石膏、石棉等	金、银、汞、铜、锡

注：有的矿山还直接生产氧化钨、氧化钼、氧化稀土金属产品等。

2. 产品流向

矿产品的销售流向,涉及产品的用户、价格、运输成本及税率等问题,因此在进行矿床评价时,应对其有意向性的确定。

矿产品流向一般分为以下两种情况：

1) 国内销售

矿山产品作为成品直接向国内有关部门销售,或作为本部门的中间产品作价,向下一生产环节调配。前者需征交产品税。

2) 外贸出口

矿产品向国际市场销售,应按国际市场价格,并计算相应的出口税。

3.2.2.4 厂址方案拟订

在矿床地质经济评价时,应根据矿产品的产品方案和矿区的具体情况,大致拟定厂址方案,以便为矿山生产成本(主要为原矿运输费)的计算提供依据。

当矿产品为精矿时,应通过矿区现场的实地调查,大致确定选矿厂位置,并估计原矿运输距离。

当企业为采选冶联合企业时(如多数的汞、铋矿山及少数钨、铌矿山等),应在矿区及其附近大致选定可能的选矿和冶炼厂址。

当冶炼厂为地区性的大厂,该矿只负责送交精矿产品或原矿(如富锰矿、铝土矿等)时,则不必进行冶炼厂址选择,只计算矿产品的销售和运输半径(距离)。

如果矿产品为矿石,又不必经选冶环节即可直接销售(如某些出售原矿的小型矿山,以及建筑石材等),则不必进行选冶厂址的选定工作,但需计算产品销售半径。

3.2.2.5 矿石加工方法和工艺流程的拟订

在矿床地质经济评价时,应根据矿石的加工技术性质和已取得的选、冶试验结果,参照类似矿山企业实际生产情况,大致拟定矿石加工方法和工艺流程。

3.2.3 矿山建设总投资估算

按资金的运用性质和作用,总投资又可分为基建投资、本金(资本)化利息和流动资金三个部分组成,在矿床地质经济评价时,一般均采用扩大指标进行估算。

3.2.3.1 基建投资估算

在矿床地质经济评价中,基建投资主要取决于矿山生产规模,其估算方法一般有以下三种。

1. 生产规模指数法

生产规模指数是将若干矿山基建投资与生产规模按对数坐标作曲线,两者的关系呈直线变化,其斜率为0.6,故又可称此法为0.6指数法。其计算公式为:

$$I_2 = I_1 \left(\frac{Qt_2}{Qt_1} \right)^n \quad (1-3-3)$$

式中 I_2 ——新建矿山基建投资,元;

I_1 ——类似矿山不同生产规模的基建投资,元;

Qt_2 ——新建矿山年生产规模, t;

Qt_1 ——类似矿山年生产规模, t;

n ——投资指数,通常取0.6。

在用1-3-5式估算矿山基建投资时,要求生产规模增加幅度不应大于50倍。当生产规模的扩大是靠增加设备的尺寸(规格)来实现时, n 值取0.6~0.7;当生产规模扩大

是靠相同尺寸(规模)的设备达到时,则 n 为0.8~1.0。

2. 回归相关法

根据大量矿山实际资料的统计分析结果,发现基建投资的万元值与矿山年生产规模呈线性相关或指数相关关系,即:

$$I = a + bQ_t \quad (1-3-4)$$

或
$$I = xQ_t^y \quad (1-3-5)$$

式中 I ——矿山基建投资,万元;

Q_t ——矿山年生产规模的万吨数;

a ——与矿山规模无关的投资常数,万元;

b ——与矿山规模有关的投资常数,万元;

x ——与矿山生产规模有关的投资系数,万元;

y ——与矿山规模有关的投资指数。

以上 a 、 b 、 x 、 y 等参数,需按同类型矿山每隔一段时间,用实际资料进行回归分析求得,只要确定了上述参数、运用起来就非常方便,计算结果也较接近实际。

例如,根据某类矿山基建投资与生产规模的统计分析,假定求得的 a 为745.79万元、 b 为37.35万元,或 x 为61.8万元、 y 为0.94,则新建年产100万t的矿山,基建投资分别按1-3-4和1-3-5式计算,各为:

$$\begin{aligned} I &= a + bQ_t \\ &= 745.79 + 37.35 \times 100 \\ &= 4480.79 \text{ (万元)} \end{aligned}$$

或
$$\begin{aligned} I &= xQ_t^y \\ &= 61.8 \times 100^{0.94} \\ &= 4688.01 \text{ (万元)} \end{aligned}$$

以上两公式运用的实践表明,往往以1-3-5式的计算结果更为准确。

3. 单位产量投资指标法

单位产量投资指标法,是按同类矿山建设的单位产量投资扩大指标,乘以待定的生产规模(年矿石产量),以估算其基建投资的办法。

其计算公式为:

$$I = I_t Q_t \quad (1-3-6)$$

式中 I ——基建投资,元;

I_t ——年产每吨矿石基建投资扩大指标,元/a·t

Q_t ——矿山年生产规模, t。

3.2.3.2 资本化利息计算

由于目前我国矿山企业建设的基建投资已由国家拨款改为银行贷款,因此,在计算矿山建设总资金时,除计算贷款本身外,还应计算贷款的利息。

1. 有关贷款利率的规定

按国家计划委员会、财政部、中国人民银行和中国人民建设银行〔1986〕1258号文的规定，对钢铁、有色、化工、建材等部分行业的基本建设银行贷款项目，实行差别利率，其标准如下：

五年以下（包括五年），年利率5.76%；

五年至十年（包括十年），年利率6.48%；

十年以上，年利率7.2%。

2. 复利计算公式

常用的复利公式有以下7个：

（1）一次偿付复利系数 $(1+i)^n$ ，一次偿付的复利公式为：

$$F = P(1+i)^n \quad (1-3-7)$$

式中 F ——本利和，元或万元；

P ——投资现值，亦称本金，元或万元；

i ——利率，%；

n ——计息期，即矿山服务年限，a

（2）一次偿付现值系数，又称贴现系数或折现系数 $\frac{1}{(1+i)^n}$ 。把未来价值折算为现在价值的计算，叫贴现或折现。其公式为

$$P = \frac{F}{(1+i)^n} \quad (1-3-8)$$

式中各项参数同1-3-7式。

（3）定额序列复利未来值系数 $\frac{(1+i)^n - 1}{i}$ 。假如向银行每年末等额存款（或还贷） A ，年复利率为 i ，则 n 年末的本利和 F （还贷的金额及利息之和）的计算公式为：

$$F = A \frac{(1+i)^n - 1}{i} \quad (1-3-9)$$

（4）资金储存系数 $\frac{i}{(1+i)^n - 1}$ 。为在 n 年末筹集一笔资金 F ，当复利率为 i 时，每年定额存款 A 的计算公式为：

$$A = F \frac{i}{(1+i)^n - 1} \quad (1-3-10)$$

（5）定额序列现值系数 $\frac{1 - (1+i)^{-n}}{i}$ 。假如在 n 年内的投资收益率为 i ，每年末可得定额收益 A ，初投资 P 的计算公式为：

$$P = A \frac{1 - (1+i)^{-n}}{i} \quad (1-3-11)$$

（6）资金回收系数 $\frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1}$ 。假如当初投资 P 与投资收益率 i 均为已知数，在 n 年内，每期可得收益 A 的计算公式为：

$$A = P \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} \quad (1-3-12)$$

(7) 在企业经济效益评价中, 还需要计算投资返本期 N' 年, 其动态计算公式为:

$$N' = \frac{-\log\left(1 - \frac{iP}{A}\right)}{\log(1+i)} \quad (1-3-13)$$

式中计算参数的含义同前。

3. 基建投资贷款利息的计算

矿山基建投资贷款的利息, 须按国家规定的银行贷款年利率标准以复利计算。

考虑到各年度贷款在实际运用中, 并非年初一次借出或一次投入, 而是分期借款逐步使用, 因此银行实行“随支随贷”的原则。为简化计算, 当年贷款按平均 $1/2$ 年利率计算, 前期贷款本息则按全利率复利计算。其计算公式为:

$$I_t = \frac{i}{2} P_t + \sum_{t=1}^n (P_{tb} + I_{tb}) i \quad (1-3-14)$$

式中 I_t ——第 t 年基建贷款利息额, 元或万元;

P_t ——当年基建投资贷款额, 元或万元;

P_{tb} ——第 t 年前期各年基建投资贷款额, 元或万元;

I_{tb} ——第 t 年前期各年基建贷款利息额, 元或万元;

i ——贷款年利率, %。

基建期贷款利息的利息计算公式为:

$$I_I = (I_t + \sum I_{tbp} + \sum I_{tbt}) i \quad (1-3-15)$$

式中 I_I ——基建期贷款利息的利息, 元或万元;

I_t ——基建期贷款的当年利息, 元或万元;

$\sum I_{tbp}$ ——基建期贷款前期利息的累计, 元或万元;

$\sum I_{tbt}$ ——前期利息的利息累计, 元或万元;

i ——银行贷款年利率, %。

3.2.3.3 流动资金估算

矿山企业的流动资金一般可以按以下比例计算:

(1) 黑色金属矿山的流动资金额, 一般按矿山年经营费的50%左右计算;

(2) 有色金属矿山的流动资金, 约占固定资产的15~20%, 或为年销售收入的30~40%, 一般按企业年经营费的45~50%计算;

(3) 非金属和化学矿山定额流动资金一般按企业年经营费用的40~50%计算。

3.2.3.4 投资估算举例

某中型铅锌矿床, 适于地下开采, 可能的矿山生产规模为1300t/d (即 42.9×10^4 t/a)。准备向银行贷款进行基建。假如年利率 i 按规定为5.76%, 基建时间为三年。投资在三年内等额投入。第一年投入25%, 第二年投入50%, 第三年为25%。流动资金为矿山年总成本的50%。试求基建总投资。其计算步骤:

1. 基建投资估算

假设 $x = 61.8$, $y = 0.94$, 则基建投资按 1-3-5 式计算为:

$$I = XQ^i$$

$$= 61.8 \times (42.9)^{0.066}$$

$$= 2115.92 \text{ (万元)}$$

按上述要求三年分期投入:

第一年为528.98万元;

第二年为1057.96万元;

第三年为528.98万元

2. 基建投资及其利息(资本化利息)计算

按1-3-14及1-3-15式原则,以表1-3-9形式列出计算结果,基建投资及利息为2304.05万元。

某铅锌矿基建投资利息估算表

单位: (万元) 表1-3-9

顺 序	项 目	计 算 步 骤	基 建 年 度 (年)			合 计
			1	2	3	
(1)	年贷款金额	按各年分配	528.98	1057.96	528.98	2115.92
(2)	贷款累计	前期(2)+当年(1)	528.98	1586.94	2115.92	
(3)	当年利息	当年(1) $\times \frac{i}{2}$	15.23	30.47	15.23	60.93
(4)	前期利息	前期(2) $\times i$	0	30.47	91.41	121.88
(5)	利息合计	当年(3)+当年(4)	15.23	60.94	106.64	182.81
(6)	利息累计	前期(5)+当年(5)	15.23	76.17	167.58	
(7)	利息的利息	前期(6) $\times i$	0	0.88	4.39	5.27
(8)	利息的利息累计	前期(7)+当年(7)	0	0.88	5.27	
(9)	利息的利息的再生利息	前期(8) $\times i$	0	0	0.05	0.05
(10)	利息的利息及其再生利息	当年(5)+当年(7)+当年(9)	15.23	61.82	111.08	188.13
(11)	各种本利合计	当年(1)+当年(10)	544.21	1119.78	640.06	2304.05

如果该矿基建投资2115.92万元,在基建期三年内的每年初等额支付,即每年投入A为705.31万元,利率仍为5.76%计算,则可按1-3-9式计算基建投资的本金或利息。

$$\begin{aligned}
 F &= A \frac{(1+i)^n - 1}{i} \\
 &= 705.31 \times \frac{(1+5.76\%)^3 - 1}{5.76\%} \\
 &= 705.31 \times 3.176117 \\
 &= 2240.147 \text{ (万元)}
 \end{aligned}$$

即基建投资及其利息为2240.147万元。

3. 流动资金估算

设该矿企业年总成本为1700万元,以其50%作为流动资金,则为850万元。

4. 矿山基建总投资

该矿基建总投资,据上述计算结果,如按每年不等额支付,年中计息的办法为:

$$2115.92 + 188.13 + 850 = 3154.05 \text{ (万元)}$$

如三年等额支付,按年初计息的办法则其基建总投资为,

$$2240.06 + 850 = 3090.06 \text{ (万元)}$$

3.2.4 评价计算参数的确定

3.2.4.1 地质参数确定

1. 可采矿量

可采矿量是计算矿山生产规模、服务年限、建设投资和经济效益的基本参数。矿床地质经济评价时,由于详查阶段的勘探程度较低,一般没有B级储量,而探获的C级储量也很有限,因此不能按矿山企业设计时要求的B+C级作为计算生产规模的依据,但也不能以所有的D级储量为基础。为了保证评价基础的可靠性,考虑详查阶段的实际情况,宜从下列地质储量中考虑可采矿量的问题:

(1) 对于中型以上的矿床,应以已探获的C级和以探矿工程实际控制、并拟在勘探阶段加密控制、有可能提升为C级和C级以上的D级储量为依据。无工程控制、纯属地质推断的D级或D级以下的储量不予考虑;

(2) 对第Ⅳ勘探类型及其以下的小型矿床,应根据可能的开发方式和开拓方案,以将来可能采出的、具有一定规模、分布比较集中而又有工程实际控制的D级储量作为评价计算依据;

(3) 作为评价计算依据的C或D级储量,均系以既定工业指标圈定和计算的平衡表内储量,而表外储量不能计入。

2. 矿石品位

在矿床地质经济评价时,矿石品位的选取,一般按下列原则进行:

(1) 矿石主要有用组份的品位,应以基本分析数据为基础,按储量计算结果,以参与评价计算的全部C或C+D级储量的平均品位为准,当矿床(体)规模巨大,又需要分期勘探和建设时,则应按相应的区段分别计算平均品位;

(2) 为提高矿山生产建设前期的经济效益,应尽可能地单独计算首期开采地段或富矿段的平均品位;

(3) 矿石中可供综合回收的伴生有益组份,应以现有的组合分析资料为准,计算其矿床的平均品位,并以其结果参加有关的经济效益计算。

3. 产品质量

有关这方面的参数应以详查阶段符合评价深度要求的选冶试验报告所提供的数据为准。如果试验的选冶回收率、精矿或冶炼产品的品位等与实际生产的一般结果相差较大,还应用类似企业的生产指标进行相应的调整。

4. 其它的地质参数

除上述地质参数外,还有矿体产出特征、埋藏条件、构造破坏、矿岩物理机械性能、矿床水文地质、工程地质条件和其它开采技术条件等,往往在详查阶段都没有或很少有定量数据提供评价使用,因此,只能在进行有关采矿成本、效率等指标计算时,适当考虑这些因素的影响,相应地选取高值或低值指标。

3.2.4.2 矿山生产主要技术参数确定

1. 采矿回收率和贫化率

在矿床地质经济评价计算中,露天开采的采矿回收率一般要达到95%以上,贫化率一般要低于5%;地下开采的采矿回收率一般要达到80%以上,贫化率一般要低于20%,可参见表1-3-3。

2. 选冶回收指标

1) 选矿回收指标

矿床地质经济评价所用的矿石选矿回收指标,一般可根据选矿试验结果、参照类似生产矿山的情况,直接选用有关数据。国内某些矿山的选矿指标详见表1-3-10。

某些矿山选矿指标

表1-3-10

矿 山	矿床类型	矿石类型	选矿 方法	精矿产品 名称	原矿品位 (%)	精矿品位 (%)	选矿回收率 (%)
1	2	3	4	5	6	7	8
铁矿1	受变质沉积铁矿(鞍山式铁矿)	磁铁矿石	磁选	Fe	31.74	66.1	81.64
铁矿2	晚期岩浆铁钛磁铁矿	磁铁矿石	磁选	Fe	30.60	51.58	74.94
锰矿	沉积型氧化锰矿	氧化锰矿	溜槽	Mn	9.7	26.0	42.5
铜矿1	细脉浸染型斑岩铜矿	硫化铜矿石	浮选	Cu	0.538	24.4	85.01
				S	2.10	32.88	30.50
				Mo	0.011	42.73	
铜矿2	砂卡岩型铜矿	硫化铜铁矿石	浮选 磁选	Cu	1.27	19.2	92.28
				S	3.57	35.55	44.4
				Fe	26.8	63.8	22.48
铜矿3	层状铜矿	硫化铜矿石	浮选	Cu	0.82	17~21	87~91
铜矿4	含铜砂岩型	硫化铜矿石	浮选	Cu	1.3~0.76	18.5~13.4	90~88
铜矿5	含铜黄铁矿型	硫化铜矿石	浮选	Cu	1.5	18	90
铅矿1	接触交代砂卡岩型	铅锌硫化矿石	浮选	Pb	3.06	59.5	88.7
				Zn	5.46	51.2	89.6
				S	16.4	43.8	66.7
铅矿2	变质岩中的铅锌矿床	硫化矿石	浮选	Pb	4.23	71.18	92.35
				Zn	4.49	49.52	87.11
铅矿3	石灰岩中的热液交代铅锌矿床		浮选	Pb	5.12	51.16	80.20
				Zn	11.4	50.72	83.81
				S	27.77	45.69	46.89
锌	与酸性岩浆岩有关的碳酸盐岩交代多金属矿床	易选硫化矿	浮选	Pb	3.21	71.9	91
				Zn	5.48	44.3	90.83
				S	15.14	35.9	83.5
	热液充填型脉状铅锌矿床	块状、角砾状	浮选	Pb	0.72	71.83	89.32
				Zn	1.20	56.64	85.62
				CaF ₂	13.04	97.12	59.35

续表

矿 山	矿 床 类 型	矿石类型	选 矿 方 法	精矿产品 名 称	原矿品位 (%)	精矿品位 (%)	选矿回收率 (%)
1	2	3	4	5	6	7	8
镍	超基性岩型镍矿	块状硫化矿 富矿	浮选	Ni Cu	1.87 0.94	6.3 2.93	90.0 78.6
		浸染状贫矿硫化矿石	浮选	Ni Cu	0.60 0.37	3.07 1.70	66.4 58.7
	细脉浸染型铜矿	硫化矿石	浮选	Mo S	0.116 2.91	51.77 37.36	79.54 78.40
铂	砂卡岩型铂矿	硫化矿石	浮选	Mo	0.115	45.0	87.0
钨	石英大脉型钨矿	块状	重选	WO ₃	0.298	69.28	84.32
	层状钨锡金矿	块状	重选	WO ₃	0.63	65.0	83.0
				Sb Au	3.2 6.25(g/t)	40.0 98.5(g/t)	96.3 86.5
锡	高中温热液充填交代锡 石硫化物型	硫化矿石	重选	Su Pb Zn	0.68 0.31 2.65	52.62 24.79 47.98	67.81 78.0 85.0
	热液充填型锡矿	硫化矿石	浮选	Sb	2.69	42.0	87.0
	热液层带状汞矿	块状、浸染状	重选、 浮选	辰砂	0.2	20.0	96.0
汞	低温热液硫化汞矿	块状、浸染状	重选、 浮选	辰砂	0.12	12.6	93.4
金	热液蚀变型金矿	硫化矿石	浮选、 氰化	Au	8.48(g/t)	172(g/t)	95.8
	含金黄铁矿型	硫化矿石	浮选	Au	6.2(g/t)	366.15(g/t)	91.62
	含金多金属型	硫化矿石	浮选	Au	12.8(g/t)	172.3(g/t)	88.7
	含金石英脉型	硫化矿石	浮选	Au	5.86(g/t)	57.1(g/t)	95.4
磷	沉积变质型磷灰石	块状、条带状	浮选	P ₂ O ₅	9.2	30.77	88.63

2) 冶炼指标

某些有色金属冶炼回收率指标见表 1-3-11。

3.2.4.3 矿山产品成本估算

在矿床地质经济评价时, 矿山产品成本的估算, 一般以计算原矿成本为准。不具备分项逐步计算成本的, 只能粗略地计算开采成本、原矿运输成本、选矿车间成本、企业管理费、销售费等项目, 以上各项成本和费用之和即为原矿的完全成本或销售成本。

1. 原矿开采成本

(1) 露天开采成本与剥采比、开拓运输方式和生产规模等因素有关, 一般可参照下式估算。

有色金属冶炼回收率

表 1-3-11

精矿品种	主 金 属		伴 生 金 属		精矿品种	主 金 属		伴 生 金 属	
	品 种	回 收 率 (%)	品 种	回 收 率 (%)		品 种	回 收 率 (%)	品 种	回 收 率 (%)
Cu	Cu	95~97	Au	92~96	Zn	Zn	90~95	Ag	
			Ag	90~94.5				S	
			S	50~75					
			Se	45~60	Ni	Ni	75~88	Cu	70~80
			Te	50~70				Co	40~60
Pb	Pb	94~96	Au	92~96				Pt	~50
			Ag	90~95				Pa	~45
			Cu	30~45				Au	~50
			S	0~25	Sb	Sb	90~95	Au	92~95
Zn	Zn	90~95	Cd		Bi	Bi	90~97		
			Co		Hg	Hg	90~93		
			S		W	W	90~98		
			In		Mo	Mo	90~98		
			Cu						

$$C_c = a(1+n) + d \quad (1-3-16)$$

式中 C_c ——露天开采成本，元；

a ——每吨矿岩生产经营费，元；

可参照类似生产矿山的资料选取，一般情况下机车运输、生产规模大或为山坡露天时宜取低值，反之取高值。

n ——平均剥采比（按现有地质资料估算）， t/t ；

d ——每吨矿石维持简单再生产费用，元。

不同矿种的矿山维持费，可按现行的财政部、冶金工业部和中国有色金属工业总公司的规定（详见表 1-3-12）计算。

（2）地下开采成本的影响因素多，较露天开采的成本计算更为困难，在矿床地质经济评价中，须根据矿床的地质条件、可能的开拓方式、采矿方法等，选用同类生产矿山的经验数据或设计的扩大指标。

2. 原矿运输成本估算

原矿运输成本系指采出矿石从井口运至选厂的费用。在矿床地质经济评价时，应根据所拟订的开拓方案和选厂位置，大致计算采场或坑口至选厂的运输距离，然后乘以每吨原矿的吨公里运费（一般仍取扩大指标），即可求得。

3. 选矿加工费估算

原矿的选矿加工费用 C_x 取决于矿石性质、加工方法、生产规模等多种因素。一般在矿床地质经济评价过程中，只能根据已取得的选矿试验成果，与类似的生产矿山进行类

矿山维简费提取标准表

表 1-3-12

矿 山 类 别		每吨原矿维简费(元)	备 注
部属铁矿		6.7	计入成本5.7元,另1元由财政部拨款
地方铁矿		按地方规定	
有色金属矿	露天	8.2	计入成本7.2元,另1元由财政部拨款
	地下	9.0	计入成本8元,另1元由财政部拨款
砂 矿		4	计入成本3元,另1元由财政部拨款
锰 矿		9	
萤石矿、粘土矿		7	
菱镁矿、硅石、白云石		5	
磷 矿		5	
石灰石矿		2	

比,并选取其生产成本或设计的扩大指标。

4. 企业管理费估算

企业管理费 C_y 可选取类似矿山企业的经验值。

3.2.4.4 矿山生产利润估算

1. 基本折旧

基本折旧是指固定资产由于使用或受自然影响发生磨损而减少的价值,是固定资产更新价值的摊销部分。基本折旧中不包括大修理折旧,即现行会计制度中的折旧。

根据规定,应按基建支出(包括建设期贷款及其利息)中可以转入固定资产的价值计算。

矿山企业的采矿部分,因劳动对象为天然产出的矿体,故无原材料的内容。因此采矿成本中不列“折旧费”项目,而以维持简单再生产费用(简称“维简费”)代替之。矿山生产的其它部分,按国家统一规定,一律用直线法计算折旧费。企业折旧基金的分配从1985年起,企业留用70%,其余30%由有关部门和省、自治区、直辖市掌握。

年基本折旧率的一般计算公式为:

$$d = \frac{P_0 - L}{nP_0} \quad (1-3-17)$$

式中 d ——基本折旧率, %;

P_0 ——固定资产原值, 万元;

L ——固定资产残值, 万元;

n ——矿山生产服务年限数。

2. 税金

(1)在产品成本中列支的有房产税、土地使用税、车船使用税,目前均暂缓开征。

(2)直接从销售收入中支付的有产品税、增值税和营业税(三者又合称销售税),以

及城市维护建设税（该项目前暂缓开征）。

其中产品税的应纳税额为销售收入乘税率。黑色和有色金属矿产品的销售税率为3%。

（3）从利润中扣除的有所得税、资源税、调节税。

其中资源税目前只对原油、天然气、煤炭开征，其它金属及非金属矿产品暂缓征收。

调节税因无统一税率，在矿床评价中不作计算。

所得税对国营大中型企业，适用55%的固定比例税率。对小型企业适用八级超额累进税率。

大中型企业的应纳所得税额，为企业利润总额减去还贷期间留给企业的利润和归还基建或扩建贷款的利润。

3. 销售收入计算

销售收入是指企业有关产品及其副产品的销售价值，即

$$\text{销售收入} = \text{产品产量} \times \text{销售价格} \quad (1-3-18)$$

4. 销售成本与经营成本

如上节所述销售成本为工厂成本与销售费之和，按现行规定，销售成本中应包括流动资金贷款利息。但在矿山经济评价中，不计算基建期间流动资金的利息。即：

$$\text{销售成本} = \text{工厂成本} + \text{销售费} \quad (1-3-19)$$

经营成本为销售成本减去基本折旧费和流动资金贷款利息。即：

$$\text{经营成本} = \text{销售成本} - \text{基本折旧费} - \text{流动资金贷款利息} \quad (1-3-20)$$

5. 销售利润和利润总额

销售利润是指销售收入扣除销售成本和销售税金后的利润。即：

$$\text{销售利润} = \text{销售收入} - \text{销售成本} - \text{销售税金} \quad (1-3-21)$$

销售利润减资源税后称为利润总额。即：

$$\text{利润总额} = \text{销售利润} - \text{资源税} \quad (1-3-22)$$

6. 现金流量计算

在矿床地质经济评价中的现金流量计算与常规会计方法不同，只算现金收支、不计算非现金收支（如折旧、应收和应付帐款等）。并要如实记录现金收支实际发生的时间。由于固定资产折旧属企业内部现金转移，而非现金支出，因此，在考虑矿山基建和生产服务年限内的动态经济评价时，投资应按其发生的时间，作为一次性支出记入现金流量，而不再以折旧方法进行逐年分摊。

净现金流量为现金流入和现金流出之差。其表达式为：

矿山企业生产服务年限内的净现金流量：

$$\text{净现金流量} = \text{销售收入} - \text{经营成本} - \text{销售税金} - \text{资源税} \quad (1-3-23)$$

矿山基建和生产服务年限内的某一年，其净现金流量：

$$\text{净现金流量} = \text{销售收入} - \text{经营成本} - \text{销售税} - \text{资源税} + \text{回收固定资产残值} + \text{回收流动资金} - \text{投资支出} \quad (1-3-24)$$

其中，回收固定资产残值和回收流动资金，仅在矿山企业服务年限终止年发生。

3.3 矿床地质经济评价实施

3.3.1 矿山企业经济效益评价指标估算

3.3.1.1 矿床开发总利润估算

1. 计算公式

1) 静态总利润 (P)

静态总利润是指矿床可采储量经工业开发后, 可能获利总水平的一项静态指标。其计算公式为:

$$P = (D_1\gamma - C)Q\varepsilon_0 - I \quad (1-3-25)$$

式中 P ——矿床(矿山)开发总利润, 元;

D_1 ——每吨精矿销售价格, 元;

γ ——精矿产率, %;

C ——每吨原矿采选成本(不含选矿折旧费), 元;

Q ——矿床可采矿石储量, t;

ε_0 ——采矿回收率, %;

I ——矿山建设总投资, 元。

$$\text{或} \quad P = nQ_t \left[\frac{\alpha(1-\rho)\varepsilon_1 D_1}{\beta} - C \right] - I \quad (1-3-26)$$

式中 n ——矿山生产服务年限, 年;

α ——矿石平均品位, %;

ρ ——采矿贫化率, %;

ε_1 ——选矿回收率, %;

β ——精矿品位, %;

Q_t ——矿石年产量(即年生产规模), t;

其余符号同 1-3-25 式。

上述 1-3-25 和 1-3-26 式仅能反应矿床开发能否收回全部投资。即当 $P \leq I$ 时, 不具有经济价值; 当 $P > I$ 时, 说明具有经济价值。

2) 动态总利润 (NPV)

净现值是按设定的贴现(折现)率或其基准收益率, 将矿床开采期间的净现金流量贴现到基准年的现值之和。如各年的净现金流量(净盈利)不等, 或用现金流量表计算时, 其计算公式为:

$$NPV = \sum_{t=0}^n (CI - CO) a_t \quad (1-3-27)$$

$$a_t = \frac{1}{(1+i)^t}$$

式中 NPV ——矿床开发净现值, 元或万元;

CI ——第 t 年现金流入量, 元或万元;

CO ——第 t 年现金流出量,元或万元;

a_t ——与基准收益率(或期望的收益率 i)对应的第 t 年贴现系数, %;

n ——矿山生产服务年限,年。

如每年的 $[CI - CO]$ 为定值 R 时,则不必用现金流量表,以下式直接计算

$$NPV = nRt a_t \quad (1-3-28)$$

当 $NPV \geq 0$ 时,项目可以接受。

3) 净现值比($NPVR$)

由于 NPV 与基建总投资未发生联系,因此,在进行方案选择时,还需要进一步运用净现值比率($NPVR$)的大小来衡量方案的优劣。其计算公式如下:

$$NPVR = \frac{NPV}{P(I)} \quad (1-3-29)$$

式中 $P(I)$ ——总投资现值,万元。

2. 算例

1) 静态总利润

某大型铜矿适用于露天开采,可采矿量2550万t。假设其矿石品位 C_0 为0.91%,每吨原矿生产成本为16.25元、采矿回收率91%、贫化率5%、选矿回收率88.23%、精矿品位14%、每吨精矿售价4160元。可能的矿山年生产规模99万t。试计算其开采总利润。具体计算步骤如下:

(1) 参数确定

据已知条件

α ——0.91%;

β ——14%;

C ——16.25元;

D_1 ——按精矿品位14%的每吨铜精矿售价4160元,折合为每吨度5.824元;

ρ ——5%;

Q ——2550万t;

Q_1 ——99万t/a;

ε_0 ——91%;

ε_1 ——88.23%;

按1-3-1式 $n = \frac{Q_1}{Q_1(1-\rho)} = 27$ 年;

按1-3-5式 $I = \alpha Q_1^2 \approx 61.80 \times 99^{0.94} \approx 4640$ 万元;

流动资金按年经营费50%计 $W = 800$ 万元;

$I = I_1 + W = 5440$ 万元。

(2) 公式选择及运算

据已知条件,将各参数代入1-3-26式,得:

$$\begin{aligned} P &= nQ_1 \left[\frac{[2(1-\rho)\varepsilon_1 D_1 - C]}{\beta} - I \right] \\ &= 2550 \left[\frac{[2(1-5\%) \times 88.23\% \times 5.824 - 16.25]}{14\%} - 5440 \right] \\ &= 2550 [30.40 - 16.25] - 5440 \\ &= 30642.5 \text{ (万元)} \end{aligned}$$

(3) 结论

从上述计算结果可见,该矿床按年产99万t原矿规模生产27年,按假设条件所得收入偿还基建贷款之

后, 还可获得30642.5万元盈余, 故具有较好的经济效益。

2) 动态总利润

(1) 参数确定

$$P_t = Q_t \left[\frac{\alpha(1-\rho)\epsilon_1}{\beta} D_1 - C \right] = 990000 \times 14.15 = 1400.85 \text{ 万元/年},$$

$n = 27$ 年,

i 设为 12%。

(2) 公式选择及运算

据已知条件, 将上述参数代入 1-3-27 式, 得:

$$\begin{aligned} NPV &= 27 \times 1400.85 \times \frac{1}{(1+12\%)^{27}} \\ &= 1777.68 \text{ (万元)} \end{aligned}$$

(3) 结论

因为 $NPV = 1777.68 > 0$, 故具有较好的经济效益。

3) 净现值比

假如上述铜矿床的年生产规模加大到 120 万 t, 生产服务年限减为 20 年, 基建投资增加到 5564 万元, 流动资金 1000 万元, 相应的每吨原矿生产成本降为 16 万元。以上两方案 (即 120 万 t/a 与 99 万 t/a) 基建时间均为三年, 其它参数不变, 试进行两方案的净现值比计算。

(1) 参数确定

$$NPV_1 = 1777.68 \text{ 万元}$$

$$\begin{aligned} NPV_2 &= 20 \times (30.4 - 16.0) \times 120 \times \frac{1}{(1+12\%)^{20}} \\ &= 34560 \times 0.1037 \\ &= 3583.87 \text{ (万元)} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} P(I)_1 &= 5440 \times \frac{1}{(1+12\%)^3} \\ &= 3862.4 \text{ (万元)} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} P(I)_2 &= (5564 + 1000) \times \frac{1}{(1+12\%)^3} \\ &= 4646.24 \text{ (万元)} \end{aligned}$$

(2) 公式选择及运算

据上述条件, 将各方案参数代入 1-3-29 式, 分别得:

$$NPVR_1 = \frac{NPV_1}{P(I)_1} = \frac{1777.68}{3862.4} = 0.46$$

$$NPVR_2 = \frac{NPV_2}{P(I)_2} = \frac{3583.87}{4646.24} = 0.77$$

(3) 结论

因为 $NPVR_2 > NPVR_1$, 说明如果该矿床年开采规模加大到 120 万 t, 生产服务年限减少到 20 年, 则较年产 99 万 t 原矿、生产服务年限 27 年的方案, 能获得更加显著的经济效益。

3.3.1.2 投资收益率计算

投资收益率是评价企业经济效益的主要指标之一。按其是否考虑时间因素的影响, 可分为静态和动态两种方法。

1. 计算公式:

1) 投资利润率 (静态投资收益率)

投资利润率是企业达到正常生产规模年份的净收益 (净盈利) 与基建总投资之比。这

个指标适用于简单而生产变化不大的项目方案选择和最终评价。其计算公式分为两种情况:

(1) 按现金流量表计算

$$R_c = \frac{S - C - T}{I} \quad (1-3-30)$$

式中 R_c ——年销售收入静态投资收益率, %;

S ——年销售收入, 万元;

C ——年经营总成本(不含基本折旧和流动资金利息), 万元;

T ——年销售税金, 资源税, 万元;

I ——总投资(包括基建投资和流动资金), 万元。

(2) 按财务平衡表计算:

$$R_f = \frac{P + D}{I + I_c} \quad (1-3-31)$$

式中 R_f ——静态投资收益率, %;

P ——年销售利润或利润总额, 万元;

D ——年基本折旧费, 万元;

I_c ——基建贷款在建设期的利息, 万元。

根据统计资料, 1986年以前的参考基准投资利润率(I_c)见表1-3-13。

基准投资利润率(%)表

表 1-3-13

部 门	基准投资利润率(%)
冶 金	10
有 色	5
化 工	11
建 材	9

当 R_c 或 $R_f \geq I_c$ 时项目可以接受。

2) 企业内部收益率

企业内部收益率, 又称贴现收益率, 是反映投资对象在建设和生产服务年限内, 当净现金流量的现值累计值(即净现值)等于零时的贴现率。其计算公式为:

$$\sum_{t=0}^n [CI - CO]_t a_t = 0 \quad (1-3-32)$$

$$a_t = \frac{1}{(1+i)^n}$$

式中 CI ——现金流入量, 万元;

CO ——现金流出量, 万元;

$[CI - CO]_t$ ——第 t 年净现金流量, 万元;

i ——本公式条件下的贴现率, 即所求的企业内部收益率, %;

a_t ——贴现系数, %;

n ——矿山开始建设之年至生产期终止之年的总和, 年。

根据上式, 可通过相应的现金流量表现值计算, 用试差法求得 i 值, 即为内部收益率IRR。一般地说, 试算用的两个相邻高、低贴现率之差, 应以不超过2%为宜, 最大不要超

●这里所列的基准投资利润率(E), 以及后面的基本收益(E'), 基准投资国民收入率(R_i), 基准投资利润率(R_i)等, 均为过去的参考数, 今后矿床评价时, 应以国家当时颁布的正式规定为准。

过5%。

线性插值计算公式为：

$$IRR = i_1 + (i_2 - i_1) \frac{|NPV_1|}{|NPV_1| + |NPV_2|} \quad (1-3-33)$$

式中

i_1 ——试算的低贴现率，%

i_2 ——试算的高贴现率，%

$|NPV_1|$ ——低贴现率的现值（正值）的绝对值，万元；

$|NPV_2|$ ——高贴现率的现值（负值）的绝对值，万元。

评价标准： IRR 高于或等于国家或部门规定的基准收益率 E' 时可取，否则可认为经济效益不佳。根据1986年以前的参考资料，以表1-3-14所列投资利润折旧率作为各国营工业生产企业的基准收益率 E' 。

投资利润折旧率 E' （基准收益率）表

表 1-3-14

部 门	投资利润折旧率（%）
冶 金	13
有 色	8
化 工	13
建 材	12

当 $IRR \geq E'$ 时，项目可行，否则不可行。

2. 算例

1) 静态投资收益率

如上述铜矿，在各项假设参数不变的情况下，试求年产120万t及99万t两方案的静态投资收益率 R_c 。

(1) 参数确定

$$S_1 = 99 \times 30.4 = 3009.6 \text{ 万元,}$$

$$S_2 = 120 \times 30.4 = 3648 \text{ 万元;}$$

$$C_1 = 99 \times 16.25 = 1608.75 \text{ 万元;}$$

$$C_2 = 120 \times 16 = 1920 \text{ 万元;}$$

$$T_1 = S_1 \times 3\% = 90.29 \text{ 万元;}$$

$$T_2 = S_2 \times 3\% = 109.44 \text{ 万元;}$$

$$I_1 = 5440 \text{ 万元;}$$

$$I_2 = 6564 \text{ 万元;}$$

(2) 计算公式选择及运算

据已知条件，将上列参数分别代入1-3-30式，得：

$$\begin{aligned} R_{c1} &= \frac{S_1 - C_1 - T_1}{I_1} \\ &= \frac{3009.6 - 1608.75 - 90.29}{5440} \\ &= 21.4\% \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} R_{c2} &= \frac{S_2 - C_2 - T_2}{I_2} \\ &= \frac{3648 - 1920 - 109.44}{6564} \\ &= 24.66\% \end{aligned}$$

(3) 结论

因 $R_{c1} > E'$ ， $R_{c2} > E'$ ，故两方案均可行。同时，因 $R_{c2} > R_{c1}$ ，故以第Ⅱ方案（即年产120万t）的经济效益更佳。

2) 动态投资收益率

仍以上述铜矿为例, 当矿山年生产规模为99万t/a, 生产服务年限为27年, 基建总投资5440万元, 基建期三年, 流动资金(按年经营费50%计)800万元。每吨原矿生产成本16.85元、产值30.4元。矿山建成后, 投产第一年达设计年产量的50%, 第二年达80%, 第三年至第二十四年为达产稳产时期, 第二十五年后逐年下降20%。企业正常设备更新费从投产后第六年至第十九年各需50万元, 固定资产残值160万元及流动资金于矿山生产最后一年一次收回。如其基建投资和流动资金分期投入, 产品税率为3%(资源税暂免征收), 试求其企业内部收益率 IRR (即动态投资收益率)。

(1) 计算参数

投资分配办法:

基建期第一年投入1040万元,

第二年投入2000万元,

第三年投入16000元。

流动资金分配:

800万元分两期投入, 即投产前一年投入400万元, 投产年投入400万元, 最后一年一次收回。

固定资产残值:

固定资产残值160万元, 在矿山生产终止年一次收回。

维简费:

按每吨矿石提取7.5元计, 假如其中1元上交主管机关, 6.5元留作矿山维持简单再生产用。

其余从略。

(2) 计算步骤

各生产年份现金流量计算:

$[CI - CO]_t = \text{年销售收入} - [\text{年经营费} + \text{年维简费上缴额} + \text{年正常设备更新费} (\text{包括大修费及年维修费}) + \text{税金}] + \text{流动资金回收} + \text{固定资产残值}。$

以第六生产年度为例:

年销售收入

$= \text{矿石年产量} \times \text{每吨矿石产值}$

$= 99 \times 30.4$

$= 3009.6 (\text{万元})$

年经营费

$= \text{矿石年产量} \times \text{每吨矿石生产成本}$

$= 99 \times 16.25$

$= 1608.75 (\text{万元})$

正常设备更新费 = 50 (万元)

年维简费上缴金额 $= 99 \times (7.5 - 6.5) = 99.5 (\text{万元})$

年税金 $= 3009.6 \times 3\% = 90.29 (\text{万元})$

流动资金回收 = 0

固定资产残值回收 = 0

故当年的 $[CI - CO]_t = 3009.6 - 1608.75 - 50.0 - 99.5 - 90.29$

$= 1161.56 (\text{万元})$

概略计算静态投资收益率:

$$R_c = \frac{\sum_{t=0}^n [CI - CO]_t / n}{I} = \frac{25080.20 + 27}{5440} = 17.075\%$$

故以贴现率 $i=17\%$ 和 18% ，分别对各年净现金流量进行贴现率和贴现值计算(详见表1-3-15)。结果表明：当 $i=17\%$ 时， NPV_1 为65.05万元；当 $i=18\%$ 时， NPV_2 为-227.17万元。

据此再按1-3-46式用内插法计算企业内部收益率(即动态投资收益率) IRR ：

$$IRR = 17\% + \frac{|65.05|}{|227.17| + |65.05|} \times (18\% - 17\%) = 17.22\%$$

详细计算结果见表1-3-15。

(3) 结论

由于 $IRR > E'$ ，故矿床开采具有明显的经济效益。

3.3.1.3 投资回收期计算

投资回收期是以企业的净收益抵偿全部投资所需要的时间。它是反映企业在财务上偿还贷款能力的重要指标，也是矿床地质经济评价计算的一项重要内容。

1. 计算公式

1) 静态投资回收期

$$I = \sum_{t=0}^n (S - C - T)_t \quad (1-3-34)$$

式中 I ——建设总投资(包括基建投资和流动资金)，万元；

S ——年销售收入，万元；

C ——年经营总成本(不含基本折旧和流动资金贷款利息)，万元；

T ——年销售税、资源税，万元；

n ——投资回收期(自建设开始年算起)，年；

$\sum_{t=0}^n$ ——自建设开始年至 P 年的总和，如从投产年算起，应予注明。

一般静态投资回收期的评价标准为10~15年。

2) 动态投资回收期计算

$$P(I) = \sum_{t=0}^n (S - C' - T)_t a_t \quad (1-3-35)$$

式中 $P(I)$ ——总投资现值，万元；

N' ——动态投资回收期(自建设年算起)，年；

a_t ——第 t 年的贴现系数(与基准收益率 E' 对应)，%。

投资回收期可直接用全部投资现金流量计算来推算。其详细计算公式为：

$$\text{静态投资回收期}(N) = \left[\frac{\text{累计净现金流量开始}}{\text{出现正值年份数}} \right] - 1 + \frac{\text{上年累计净现金流量的绝对值}}{\text{当年净现金流量}} \quad (1-3-36)$$

$$\text{动态投资回收期}(N') = \left[\frac{\text{累计净现金流量现值}}{\text{开始出现正值年份数}} \right] - 1 + \frac{\text{上年累计净现金流量的绝对值}}{\text{当年净现金流量现值}} \quad (1-3-37)$$

在项目评价中，求出的 IRR 和投资回收期，应分别与基准收益率(E')和标准投资回收期(P_c)比较，当 $IRR > E'$ 和 $N' \leq P_c$ 时，项目是可以考虑接受的。

2. 算例

表 1-3-15

樂平縣志

序 号	项 目	合 计	基 建 期 (年)			生 产 期 (年)													
			0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14		
I	矿石年产量(10 ⁴ t)	2484.9				49.5	79.2	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99		
II	销售收入	75540.96				1504.8	2407.68	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6		
	流动资金回收	800																	
	固定资产残值	160																	
	(万元)	76500.96				1504.8	2407.68	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6	3009.6		
III	基建投资	-4640	-1040	-2000	-1600														
	流动资金占用	-800			-400	-400													
	经营费	-40378.03			-804.4	-1287.0	-1608.75	-1608.75	-1608.75	-1608.75	-1608.75	-1608.75	-1608.75	-1608.75	-1608.75	-1608.75	-1608.75		
	绿篱费上撤	-2484.9			-47.5	-79.2	-99.0	-99.0	-99.0	-99.0	-99.0	-99.0	-99.0	-99.0	-99.0	-99.0	-99.0		
	正常设备更新费	-850																	
	产品税	-22668.23				45.14	-72.23	-90.29	-90.29	-90.29	-90.29	-90.29	-90.29	-90.29	-90.29	-90.29	-90.29		
	(万元)	-53420.76	-1040	-2000	-2000	-1239.04	-1438.43	-1798.04	-1798.04	-1798.04	-1798.04	-1798.04	-1798.04	-1798.04	-1798.04	-1798.04	-1798.04		
IV	合 计		-1040	-2000	-2000	205.76	969.25	1211.56	1211.56	1611.56	1611.56	1611.56	1611.56	1611.56	1611.56	1611.56	1611.56		
	流 量		-1040	-2000	-2000														
	合 计	25080.2	-1040	-3040	-5040	-4834.24	-3864.99	-2653.43	-1441.87	-203.69	931.25	2092.81	3254.37	4415.93	5577.49	6739.05	7900.61		
V	贴现系数		1	0.9847	0.7305	0.5244	0.5337	0.4561	0.3898	0.3332	0.2848	0.2434	0.2080	0.1776	0.1520	0.1299	0.1110		
	i = 17%				-1040	-1709.4	-1461	128.48	517.35	552.59	472.27	403.69	330.81	282.72	241.60	206.53	176.56		
	贴现值	+65.06																	
	贴现系数		1	0.8475	0.7182	0.6086	0.5158	0.4371	0.3704	0.3139	0.2660	0.2255	0.1911	0.1619	0.1372	0.1163	0.0985		
	i = 18%																		
	贴现值	-227.17	-1040	-1695	-1436.4	125.23	499.94	443.76	380.31	308.97	261.93	211.97	188.00	159.37	135.09	114.41	114.41		
内部收益率		$IRR = 17\% \pm \frac{[65.05]}{227.17} + [65.05] \times (18\% - 17\%) = 17.22\%$															$投资回收期 = 7 + \frac{203.69}{931.25} = 7.22(年)$		

▲▲

项 目		生 产 期																	27	28	29																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																									
		15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																														
I	矿石年产量 (10 ⁴ t)	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99	99

1) 静态投资回收期

如上述铜矿, 按其现金流量计算表(即表 1-3-15), 将净现金流累计值出现的年份(从基建年起第 t 年), 出现的有关数据代入 1-3-36 式, 得:

$$N = 7 - 1 + \frac{203.69}{931.25} = 6.22 \text{ (年)}$$

即静态投资回收期为 6.22 年。

2) 动态投资回收期

据现金流量表(即表 1-3-15), 如按基准投资收益率 $E' = 10\%$ 计算, 从基建年开始至第 10 年, 累计净现值为 +329.39 万元, 前一年为 -231.68 万元, 代入 1-3-37 式, 得:

$$N' = 10 - 1 + \frac{231.68}{329.39} = 9.7 \text{ (年)}$$

或按 1-3-17 式计算:

$$\begin{aligned} N' &= \frac{-\log\left(1 - \frac{5440 \times 10\%}{25080.2 + 27}\right)}{\log(1 + 10\%)} = \frac{-\log\left(1 - \frac{544}{928.9}\right)}{\lg 1.1} \\ &= \frac{-\log 0.4144}{\lg 1.1} = \frac{0.3826}{0.0414} = 9.24 \text{ (年)} \end{aligned}$$

即动态投资回收期为 9.24 年。

3) 结论

通过以上静态和动态投资回收期的计算, 该铜矿 N 及 N' 均较小, 说明矿床未来工业开采后, 具有较强的偿还能力, 因此企业经济效益较为显著。

3.3.2 国民经济效益指标计算

3.3.2.1 投资新增国民收入计算

1. 投资新增国民收入(静态)

投资新增国民收入值, 又称国民收入净产值。净产值或社会净产值, 是反映评价对象对国家贡献的一项绝对效果指标。其计算公式为:

$$NT = \sum_{t=0}^n O_t - \sum_{t=0}^n (MI + I + RP) t \quad (1-3-38)$$

式中 NT ——矿山企业生产期内国民收入总和, 万元;

$\sum_{t=0}^n O_t$ ——销售总收入, 万元;

$\sum_{t=0}^n MI_t$ ——总经营费(不包括工资、职工福利基金、流动资金利息和折旧的生产投入值), 万元;

$\sum_{t=0}^n I_t$ ——矿山建设总投资(包括基建投资及利息、流动资金), 万元;

$\sum_{t=0}^n RP_t$ ——如建设项目属合资企业, 此项即为汇往国外的利润及支付外籍人员的工资, 万元。

如按分配法计算, 其公式为:

年国民收入 = 销售税 + 销售利润 + 职工工资 + 职工福利基金 + 流动资金利息 + 资源税
(1-3-39)

2. 投资新增国民收入率 (静态)

投资新增国民收入率, 是评价企业达到正常生产年度, 所创国民收入 (净产值) 高低的静态指标。其计算公式为:

$$R_t = \frac{NT_t}{I+F} \times 100\% \quad (1-3-40)$$

式中 R_t ——投资新增国民收入率, %;

NT_t ——企业正常生产年度国民收入, 万元;

基准投资国民收入率 (R_i) 表

表 1-3-16

部 门	基准国民收入率 (%)
冶 金	19
有 色	13
化 工	22
建 材	20

I ——基建投资, 万元;

F ——流动资金总额, 万元。

当 $R_t \geq R_c$ 时, 项目可取。

据1986年以前的参考基准投资国民收入率), 见表 1-3-16。

3. 国民收入现值 (动态)

国民收入现值是按设定的贴现率 (或基准收益率), 将项目建设和生产服务年限内各年的国民新增收入 (净产值) 贴现到基

年之和, 是项目评价和方案决策的主要动态指标。其计算公式为:

$$P(NT) = \sum_{t=0}^n [O_t - (MI_t + I_t + RP_t)] a_t \quad (1-3-41)$$

式中 $P(NT)$ ——项目建设和生产期间国民收入现值之和, 万元;

a_t ——第 t 年贴现系数, %;

其它参数同 1-3-38 式。

$P(NT)$ 越大, 其国民经济效益越好。

4. 投资新增国民收入现值指数 (动态)

投资新增国民收入现值指数 (投资净产值现值), 是反映项目单位投资为国民经济所作贡献大小的动态相对效果指标。其计算公式为:

$$R_r = \frac{P(NT)}{P(I)} \times 100\% \quad (1-3-42)$$

式中 R_r ——新增国民收入现值指数, %;

$P(NT)$ ——新增国民收入现值, 万元;

$P(I)$ ——基建投资与流动资金现值, 万元。

R_r 越大效益越高。

5. 投资税利率

投资税利率是反映企业达到设计生产能力后, 一个正常生产年度的税金与利润之和与建设投资之比。其计算公式为:

$$R_b = (T_0 + P) / (I + F) \times 100\% \quad (1-3-43)$$

基准投资税利率表

表 1-3-17

部 门	基准投资税利率(%)
冶金	14
有色	8
化工	17
建材	13

式中 R_b ——投资税利率, %;

T_0 ——年税金, 万元;

P ——年利润, 万元;

I ——基建投资, 万元;

F ——流动资金, 万元。

按1986年中国建设银行规定, 目前的基准投资税利率如表 1-3-17。

3.3.2.2 投资社会纯收入计算

1. 投资社会纯收入值(静态)

投资社会纯收入值(即国家净收益或社会盈余), 是新增国民收入净值扣除工资及职工福利基金后的余值, 它反映了国家净收益的大小。其计算公式为:

$$NE = \sum_{t=0}^n O_t - \sum_{t=0}^n (MI_t + I_t + W_t + W'_t + RP_t) \quad (1-3-44)$$

或

$$NE = NT - \sum_{t=0}^n (W_t + W'_t) \quad (1-3-45)$$

式中 NE ——投资社会纯收入, 万元;

$\sum W_t$ ——工资总额, 万元;

$\sum W'_t$ ——工资附加费总额, 万元;

其余符号同 1-3-38 式。

如按分配法计算, 年社会纯收入(净收益)为:

$$NE_t = T + P + F_c \quad (1-3-46)$$

式中 NE_t ——年社会纯收入, 万元;

T ——年销售税和资源税, 万元;

P ——年销售利润, 万元;

F_c ——流动资金利息, 万元。

计算结果以 $NE \rightarrow M_{ax}$ 为最好。

2. 社会纯收入现值(动态)

社会纯收入现值是社会纯收入指标的动态值, 其计算公式为:

$$P(NE) = \sum_{t=0}^n NE_t a_t \quad (1-3-47)$$

式中 $P(NE)$ ——社会纯收入现值, 万元;

a_t ——贴现率为 i (一般与基准收益率相对应) 时的贴现系数, %;

NE_t ——年社会纯收入值, 万元。

当 $P(NE) > 0$ 时, 项目可行。

3. 投资社会纯收入现值指数 (动态)

投资社会纯收入现值指数, 是反映社会纯收入现值与总投资现值比率的动态指标, 其计算公式为:

$$R\beta = \frac{P(NE)}{P(I)} \quad (1-3-48)$$

式中 $R\beta$ ——投资社会纯收入现值指数, %;

$P(NE)$ ——投资社会纯收入现值, 万元;

$P(I)$ ——总投资现值, 万元。

4. 社会内部收益率

社会内部收益率是项目在建设和生产服务年限内的各年社会纯收入现值累计等于零时的贴现率。其计算公式为:

$$IRR_m = \sum_{t=0}^n O_t - \sum_{t=0}^n (MI_t + I_t + RP_t) a_t = 0 \quad (1-3-49)$$

式中各项参数同 1-3-38 式。

当 $IRR_m > R_s$ 时, 项目可行。

3.3.2.3 投资外汇效益计算

投资外汇效益是指项目投产后, 在生产服务年限内可为国家创汇或节约外汇的数额。国民经济效益评估的外汇汇率, 按国家规定计算。其内容包括以下三项:

1. 百元投资创汇额

$$R_c = \frac{\text{外汇净收益 (美元)}}{\text{项目固定资产投资总额 (百元人民币)}} \quad (1-3-50)$$

2. 净外汇效果

净外汇效果由创汇效果 (由净外汇流量表示) 与取代进口效果即节汇效果两部分组成。其计算公式为:

$$P(EE) = P(FE_1) + P(FE_2) \quad (1-3-51)$$

$$\text{其中 } P(FE_1) = \sum_{t=0}^n (FI + FO)_t \cdot a_t$$

$$P(FE_2) = \sum_{t=0}^n (GJ)_t \cdot a_t$$

式中 $P(FE)$ ——净外汇效果, 万元或万美元;

$P(FE_1)$ ——在项目生产年限内, 净外汇流量总现值, 万元或万美元;

续表

产 期 (年)								
22	23	24	25	26	27	28	29	30
39.6	39.6	39.6	39.6	39.6	39.6	31.68	19.80	11.88
5969.3	5969.3	5969.3	5969.3	5969.3	5969.3	4775.4	2984.7	1790.8
5969.3	5969.3	5969.3	5969.3	5969.3	5969.3	4775.4	2984.7	1790.8
								384
								1200
1649.76	1649.76	1649.76	1649.76	1649.76	1649.76	1237.92	620.16	208.32
1649.76	1649.76	1649.76	1649.76	1649.76	1649.76	1237.92	620.16	208.32
4319.54	4319.54	4319.54	4319.54	4319.54	4319.54	3537.48	2364.54	3166.48
545.92	545.92	545.92	545.92	545.92	545.92	545.92	545.92	545.92
3773.62	3773.62	3773.62	3773.62	3773.62	3773.62	2991.56	1818.62	2620.56
0.0826	0.0738	0.0658	0.0588	0.0525	0.0469	0.0419	0.0373	0.0334
356.98	318.73	284.18	254.09	226.87	202.66	148.11	88.04	105.69
45.09	40.29	35.92	32.10	28.66	25.60	22.87	20.36	18.23
311.89	278.44	248.26	221.99	198.21	176.96	125.24	67.68	87.46
0.0151	0.0125	0.0103	0.0085	0.0070	0.0028	0.0048	0.0040	0.0033
56.98	47.17	38.87	32.08	26.42	21.88	14.36	7.27	8.65
0.0126	0.0103	0.0085	0.0069	0.0057	0.0047	0.0038	0.0031	0.0026
47.55	38.87	32.08	26.04	21.51	17.74	11.37	5.84	6.81

$P(FE_2)$ ——取代进口效果, 万元或万美元;

FI_t ——第 t 年外汇流入量, 万元或美元;

FO_t ——第 t 年外汇流出量, 万元或美元;

G ——取代产品年产量, t ;

J ——每吨取代产品到岸价格, 万元或万美元;

a_t ——与规定的投资收益率对应的贴现系数, %。

评价标准: $P(FE) \rightarrow Max$

3. 国际竞争能力

国际竞争能力是指项目创汇效果(净外汇收入)与国民投入的资源(包括各项投资、物料、工资等)消耗之比。其计算公式为:

$$F_c = \frac{\sum_{t=0}^n (FI - FO)_t a_t}{\sum_{t=0}^n DR_t a_t} \quad (1-3-52)$$

式中 F_c ——国际竞争能力;

DR_t ——第 t 年为出口产品投入的国内资源, 万元。

其余符号同前。

评价标准: $F_c \rightarrow Max$ 。

3.3.2.4 间接效益指标计算和分析

国民经济评价中的间接效益指标泛指与评价项目相关因素所带来的社会效益, 并非指评价对象本身。在矿床地质经济评价中, 一般不能进行指标计算, 有条件时, 只对大型矿床作出定性的分析评价。

3.3.2.5 国民经济效益评价算例

假设一个大型金银矿, 矿体呈陡倾斜脉状产于火山沉积岩地层中, 埋藏较深。矿区地形有利于地下开采, 上部用平硐开拓。矿石含银、金品位较高, 选矿试验效果较好。矿区正处于详查转勘探的转变时期, 计有探明C+D级矿石储量1900万t, 其中可采矿量约1150万t。经企业经济效益评价, 结果良好。现假设以下条件和指标, 作为国民经济评价计算的算例。

1. 计算参数和扩大技术经济指标

1) 地质参数

(1) 可采矿量: 1150万t;

(2) 矿石平均品位: Ag350.64g/t、Au2.75g/t。

2) 矿山建设方案

(1) 生产规模: 每年产原矿39.6万t(即1200t/d);

(2) 基建期: 3年;

(3) 生产服务年限: 28年;

(4) 开采方式: 地下开采;

(5) 开拓方式: 平硐与盲竖井;

- (6) 采矿方法: 浅孔留矿;
- (7) 产品方案: 金精矿、银精矿;
- (8) 基建投资: 11600万元 (包括地质勘探费650万元);
- (9) 流动资金: 1200万元;
- (10) 建设总投资12800万元 (全部为银行贷款)。

3) 技术经济参数

- (1) 采矿回收率: 90%;
- (2) 采矿贫化率: 85%;
- (3) 选矿回收率: Ag92%、Au90%;
- (4) 产品价格(克): Ag0.31元、Au31.25元
- (5) 每吨原矿产值: 150.74元 (其中银85元, Au65.74元);
- (6) 年人均工资: 2000元 (包括职工福利基金);
- (7) 每吨原矿生产成本: 52元;
- (8) 基准收益率: 12%;
- (9) 外汇比价: 2.8元/美元。

2. 评价计算结果

按以上数据计算分别制成表1-3-18和表1-3-19。

1) 新增国民和社会收入

从表1-3-18的计算结果可见:

- (1) 新增国民收入值, 按1-3-38式,

$$NT = 101520.04 \text{ 万元。}$$

- (2) 投资新增国民收入率, 按1-3-40式:

$$R_i = \frac{4319.54}{11600 + 1200} = 33.75\%。$$

计算结果 $R_i > 13\%$ (有色金属工业基准投资国民收入率)。

- (3) 国民收入现值, 按1-3-41式:

$$P(NT) = 14236.71 \text{ 万元。}$$

- (4) 投资新增国民收入现值指数, 按1-3-42式:

$$R_r = \frac{14236.71}{11254.15} = 1.265。$$

- (5) 投资社会纯收入, 按1-3-44式:

$$NE = 86234.28 \text{ 万元。}$$

- (6) 投资社会纯收入现值, 按1-3-47式:

$$P(NE) = 10772.10 \text{ 万元。}$$

- (7) 投资社会纯收入现值指数, 按1-3-48式:

$$R_p = \frac{10772.10}{11254.15} = 0.9572。$$

- (8) 投资社会内部收益率, 按1-3-49式:

$$IRR_m = 21.63\%。$$

- (9) 计算结果 $IRR_m > 12\%$ (既定的投资收益率)。

2) 创汇效果

从表1-3-18可见:

- (1) 百元投资创汇率, 按1-3-50式:

外汇效果及国际竞争力计算表

单位: 万元 表 1-3-19

表 1-3-19

项 目	基 建 期 (年)				生 产 期 (年)					
	0	1	2	3	4	5~27	28	29	30	
一、外汇流入(A+出口)	67425.5			1562.0	1822.3	$23 \times 2603.3 = 59875.9$	2082.6	1301.7	781.0	
二、外汇流出										
三、净外汇流量	67425.5			1562.0	1822.3	59875.9	2082.6	1301.7	781.0	
四、取代进口产值(Ag)	87179.8			2019.5	2356.6	$23 \times 3366 = 77418.0$	2692.8	1683.0	1098.8	
五、净外汇效果	154605.3			3581.6	4178.9	137293.9	4775.4	2984.7	1790.8	
六、国内资源投入值	28840.79	1617.63	2023.50	1648.46	800.47	$23 \times 898.02 = 20654.46$	718.41	449.01	289.41	
1.国内投资	4775.29	1234.16	2023.50	1517.63						
2.地质勘探费	283.47	283.47								
3.国内流动资金	523.32		130.83	261.66	130.83					
4.国内物资投入	23258.71			538.81	628.61	$23 \times 898.02 = 20654.46$	718.41	449.01	289.41	
(含工资等全部费用)										
七、贴现系数($i = 12\%$)	1	0.8929	0.7977	0.7118	0.5355	7.7184	0.0419	0.0374	0.0334	
八、国内投入资源现值	12678.12	1806.78	1314.15	569.77	482.62	6931.28	39.10	16.79	9.00	
九、净外汇流量现值	22523.24			1111.83	1158.07	20093.31	87.26	46.68	26.09	
十、净外汇效果现值	51955.05			2549.38	2655.69	48073.45	200.09	116.63	59.81	

22523.24

12678.12 = 1.78

十一、国际竞争能力

$$R_1 = \frac{67425 \text{ 万元}}{12800 \text{ 万元}} = 188.13 \text{ 美元/百元。}$$

(2) 净外汇效果, 按 1-3-51 式:

$$P(FE) = 67425.5 + 87179.8 = 154605.3 \text{ 万元} \\ = 55216.18 \text{ 万美元。}$$

(3) 净外汇流量现值:

$$\sum_{i=0}^n (FI - FO)_{i,t} = 22523.24 \text{ 万元} \approx 8044.01 \text{ 万美元}$$

(4) 国际竞争能力, 如按 Au 分摊成本和产值的 43.61% 计算, 依 1-3-52 式:

$$Fc = \frac{22523.24}{12678.12} = 1.78。$$

从以上评价指标可见, 按所设条件该矿国民经济效益良好。

3.3.3 不确定性分析

在矿床地质经济评价时, 企业经济效益和国民经济效益指标的计算, 应进一步结合矿床情况, 对那些可能使评价结果产生变化的主要因素, 进行不确定性分析(包括风险分析), 以便为勘探的投资决策提供较为全面的选择机会。

3.3.3.1 分析内容

1. 地质因素

主要为储量和品位, 工业指标, 伴生有益组份的综合利用, 及其它有关地质条件。

2. 技术因素

主要有矿山生产规模, 采矿贫化、损失, 选矿回收效果, 冶炼回收效果, 产品方案及流向, 及其它技术因素。

3. 经济因素

主要有投资贷款(资金筹措方式)和偿还, 贷款利率, 产品价格, 产品成本, 以及其它经济因素。

在具体评价过程中, 应以地质因素的分析为主, 技术经济因素影响特别明显时, 才择项进行分析。

3.3.3.2 不确定性分析算例

某硅线石矿床的矿体赋存于上元古界硅线石黑云片岩中, 呈似层状及透镜状分布, 多有露头、埋藏较浅, 适于露天开采。矿石含硅线石品位较低, 并伴生有石墨等组份可供综合利用。经矿床地质经济评价指标计算初步肯定了开采价值。其主要结果如下:

1. 评价计算参数和评价指标

该矿床是在详查的基础上进行经济评价的。计有矿石储量 3454.0 万 t, 原矿平均品位较低, 需经选矿, 使硅线石富集到 90% 以上方可利用。

评价过程中, 拟定了年产 50 万 t 和 20 万 t 原矿两个露天开采方案。现以年产 20 万 t 为例, 假如获得的有关评价参数和指标如下, 试进行不确定性分析。

1) 评价计算参数

假设每吨原矿采矿成本: 12 元;

每吨原矿选矿成本: 18 元;

每吨原矿运输成本: 1.75元;
 选矿比: 10:1;
 每吨硅线石精矿成本: 317.5元
 每吨硅线石精矿售价: 160美元, 折合490元;
 每吨矿泥售价: 25元;
 每吨尾矿售价: 10元;
 每吨石墨售价: 380元;
 每吨磁性产品售价: 20元;
 露天开采剥采比: 3.0t/t;
 基建投资: 2823.47万元;
 流动资金: 按年经营费50%计算为490万元;
 基建投资贷款年利率: 3%;
 流动资金年利率: 3.6%;
 基建期: 2年;
 矿山生产服务年限: 按25年计算。

2) 评价指标计算结果

据上述假设条件, 可计算出以下评价指标:

动态投资收益率: 7.95%;
 投资回收期: 11.37年;
 全部净盈利: 4433.65万元。

2. 不确定性因素分析

由于矿区地质工作处于详查阶段, 而且硅线石在国内开采尚属新的矿种。因此拟对影响矿山经济效益的多种不确定因素进行分析, 亦即研究当其它因素不变, 而仅改变某一因素时所产生的影响。

1) 矿石储量变动因素

由于评价依据的C+D级储量精度较差, 加之详查报告中, 计算储量采用的体重有偏大现象, 估计将来储量会变动, 因此如按储量可能减少25~30%、而相应的剥采比由3.23t/t增至3.75t/t的不利情况进行分析。其结果如表1-3-20和图1-3-1所示。

储量变动影响表

表 1-3-20

矿石储量(%)	100	70~75
剥采比(t/t)	3.23	3.75
每吨精矿价格(元)	490	490
投资收益率(%)	11.37	12.36
投资回收期(a)	7.95	6.94
总盈利(万元)	4433.65	4021.29

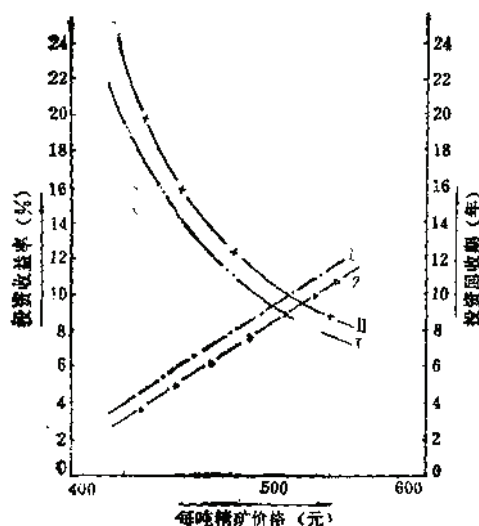


图 1-3-1 储量变动对投资经济效益影响曲线图

- 1——原地质储量的回收期;
2——原地质储量的投资收益率;
3——储量减少30%的投资回收期;
4——储量减少30%的投资收益率;

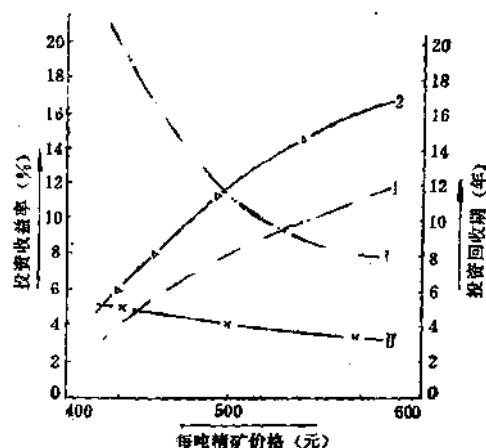


图 1-3-2 选矿比变化对经济效益影响曲线图

- 1——选矿比10:1的投资回收期;
2——选矿比10:1的投资收益率;
3——选矿比8:1的投资回收期;
4——选矿比8:1的投资收益率;

2) 选矿比因素

根据该矿历次选矿试验资料,在选矿条件控制较好的情况下,选矿比有可能由10:1降至8:1,相应的年产精矿量由2万t增至2.5万t,投资收益率可提高2%,投资回收期缩短5年左右。其结果详见表1-3-21、图1-3-2。

选矿比变化影响表

表 1-3-21

选矿比	每吨精矿价格(元)	430	490	545
10:1	投资回收期(年)	19.51	11.37	8.19
	投资收益率(%)	3.84	7.95	11.22
	总盈利(万元)	1129.54	4432.65	7316.11
8:1	投资回收期(年)	8.53	6.11	4.85
	投资收益率(%)	4.80	9.94	14.23
	总盈利(万元)	6912.51	10764.03	14252.11

3) 综合利用因素影响

由于该硅线石矿在选矿过程中产生的大量砂泥、尾矿、磁性产品及部分石墨(其产率可能分别为33.05%、45%、4.20%和2.00%)。经初步试验表明均可综合利用。因此在原单一生产硅线石精矿评价的基础上,根据上列假设条件进一步对综合利用这些副产品造成的影响做了分析。其影响结果详见表1-3-22、图1-3-3。

综合利用影响表

表 1-3-22

单一硅线石产品	每吨精矿价格(元)	430	490	545
	投资收益率(%)	3.84	7.95	11.22
	投资回收期(年)	19.51	11.37	8.19
	总盈利(万元)	1129.54	4433.65	7316.11
综合利用各种产品	投资收益率(%)	5.99	11.88	16.20
	投资回收期(年)	5.00	4.57	3.68
	总盈利(万元)	13782.7	16494.00	19583.47

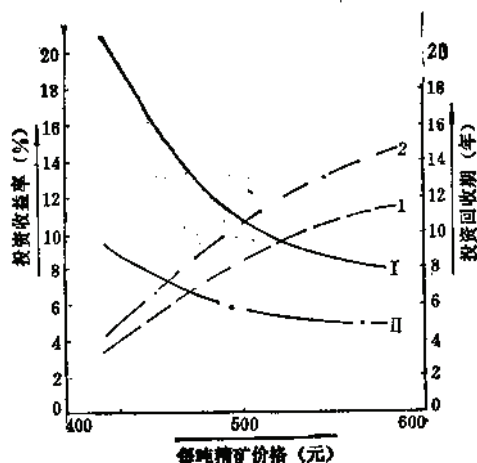


图 1-3-3 综合利用因素对经济效益影响曲线图

- 1——未考虑综合利用的投资回收期；
 2——考虑综合利用的投资收益率；
 I——未考虑综合利用的投资回收期；
 II——考虑综合利用的投资收益率。

3.3.4 综合经济效益评价

在上述评价计算的基础上，还应针对各矿床的具体特点，进行进一步的综合经济效益评价。其主要问题包括资源形势分析、评价的外部条件、未来工业发展的经济效益分析、评价存在问题及综合评价结论五个部分组成。

3.3.4.1 资源形势分析

资源形势分析即对该种矿产的国内外储量、产量及供需平衡状况等进行分析，以便作为该矿床地质经济评价的前提条件，进而为评价结论的作出提供比较接近实际的依据。其主要内容包括：

- (1) 国内外该种矿产的探明储量及分布情况；
- (2) 国内外该种矿产资源的开采利用程度；

(3) 国内外该种矿产品的市场价格、供需平衡状况及可能的发展；

(4) 开采本矿床在地区、部门和全国该矿种资源保证程度上的地位和作用。

以上资源形势分析内容，对大型或巨型矿床一般要求全面分析；对中、小型矿床一般可以不作，或仅进行满足地区或部门资源保证程度的分析。

3.3.4.2 主要外部建设条件分析

矿床地质经济评价，除应建立在相应的地质资源和地质资料条件，以及有关的生产技术经济指标基础上，还应以矿床所在地区的自然及经济地理条件（一般称作矿区外部建设条件）为前提。随着这些条件的改变，矿床评价值及评价结论也会产生相应变化，因此在综合评价时，必须说明评价所依据的主要外部条件及可能的变化。

- (1) 矿区交通运输、供水、供电条件及可能的变化;
- (2) 矿区经济发展现状及矿山开采可能的协作条件;
- (3) 矿区主要外部建设条件变化对矿床经济效益评价可能产生的影响。

3.3.4.3 预期经济效益分析

企业经济效益和国民经济效益指标计算后,还应进一步协调各项指标的相互关系,并尽可能在二种以上评价方案计算的基础上,择优与已有的矿山生产企业实际指标对比,以便给评价决策提供更可靠的依据。预期经济效益分析内容是:

- (1) 评价推荐的企业经济效益和国民经济效益指标;
- (2) 推荐指标与国家或部门规定的标准差别,或与生产矿山指标的差别;
- (3) 矿床未来工业开发预期经济效益对地区、部门或国家的经济贡献大小;
- (4) 矿床未来工业开发对社会和环境带来的影响。

3.3.4.4 评价存在问题分析

为了全面衡量评价结论的可靠程度,除进行以上分析外,还应在综合评价中指出评价工作及评价计算过程中存在的问题。其主要内容包括:

- (1) 评价依据的地质资料的性质及可靠程度方面的问题;
- (2) 评价计算参数选择和可能的矿山建设方案拟定中的问题;
- (3) 评价指标计算公式选择及评价标准确定方面的问题;
- (4) 主要不确定性因素可能给评价结果带来的影响;
- (5) 矿床未来工业开发时,可能给资源和环境保护、生产平衡等方面带来的不利影响。

3.3.4.5 综合评价结论

- (1) 矿床未来工业开发的经济效益,及其置信度;
- (2) 矿床未来工业开发,在地区、部门和国民经济中的作用和意义;
- (3) 评价遗留问题及处理意见;
- (4) 矿床转入勘探的可行性及建议。

第四章 矿床工业指标制定

编写单位 长沙有色冶金设计研究院

兰州有色冶金设计研究院

编写人 邱世联 朱昶明

4.1 矿床工业指标制定的条件和基本要求

4.1.1 矿床工业指标制定的条件

作为矿山企业设计依据的地质勘探报告，其矿床工业指标的制定应具备以下条件：

- (1) 矿床勘探阶段的野外工作已经结束，勘探程度基本达到了地质勘探规范要求；
- (2) 已取得了与矿石性质复杂程度相当的矿石加工技术试验结果；
- (3) 矿床地质勘探报告的编制和提交已正式列入了地质勘探部门的工作计划；
- (4) 地质勘探单位已提出了对工业指标的建议；
- (5) 制定工业指标的任务已经下达。

4.1.2 地质资料依据

在制定作为矿山设计依据的地质勘探报告的矿床工业指标时，应由地质勘探单位向制定工业指标的设计单位提供以下地质资料作为依据：

- (1) 矿床(区)地形地质图；
- (2) 矿床成矿地质条件和矿体产出情况的有关说明；
- (3) 矿石性质的说明及矿石加工技术试验结果；
- (4) 矿床开采技术条件和水文地质条件的说明；
- (5) 矿床勘探程度的说明；
- (6) 系统的取样化验分析资料，包括基本分析、组合分析、以及必要的物相分析和试金分析资料；
- (7) 不同指标方案试圈矿体的剖面图、平面图及指标使用原则的说明；
- (8) 不同指标方案试算的矿石量、品位、金属量及其对比结果；
- (9) 对该矿床工业指标的建议和其它资料。

4.1.3 制定工业指标的基本要求

(1) 在上述地质资料基础上，矿山设计部门应进行详细的地质和技术经济分析比较，确定最佳方案为推荐指标，按国家规定的程序上报工业主管机关审批；

- (2) 推荐工业指标所圈定的矿体，应符合矿床地质特征，并保持矿体的连续性和完

整性;

(3) 推荐指标所计算的储量,应在当前技术经济条件下,能为工业开发利用为矿山企业获得良好的经济效益和社会效益创造条件,并且有利于资源的保护和充分利用;

(4) 按优质优用的原则,做到不同性质的矿石分类、分级圈定和分别计算储量;

(5) 应使各项指标协调一致,必要时应对其使用办法加以说明;

(6) 工业指标一经正式制定和下达,就具有严肃的法律效应,不能轻易更改。在矿山生产建设过程中,如制定工业指标的条件和依据发生质的变化,则应考虑重新申报改变指标的意见,待上级机关重新审批。

4.2 矿床工业指标内容

矿床工业指标系由一系列的数据和要求构成,按其内容可分为矿石质量指标和开采技术条件指标两个部分。

矿石质量指标包括矿石组份含量指标(一般称品位指标)和矿石物理性质指标。品位指标主要为边界品位和工业品位,以及某些情况下的块段品位和矿区平均品位(工业指标计算过程中的临界品位、经济品位和投资返本品位等,一般不出现在下达的工业指标项目中),其次为伴生有益组份品位指标、有害杂质最大允许含量、共生有益组份综合品位指标,以及某些矿产所要求的矿石工业类型和品级指标等。在大部分冶金辅助原料矿产和许多非金属矿产中,除有用组份品位和有害杂质含量等矿石质量要求外,还必须增加矿石物理性质指标,特别是直接利用单矿物原料的矿产,如云母、石棉、水晶、冰洲石、光学萤石、宝石、玉石、金刚石等,其物理性质指标是工业指标中的主要内容。

矿床开采技术条件指标主要包括可采厚度、夹石剔除厚度,其次为 $m\cdot\%$ 或 $m\cdot g/t$ 、含矿率或含矿系数、无矿地段剔除长度、剥采比,以及个别情况下的开采最低标高、露天边坡角等。

4.2.1 矿石质量指标

4.2.1.1 品位指标

1. 边界品位

边界品位是划分矿石与围岩的分界品位,是对圈定矿体单个样品有用组份含量的最低要求,一般用%表示,贵金属用 g/t 表示。即凡是达到边界品位的样品,一般即可圈入矿体并参加工程平均品位计算,否则应视为围岩或无矿夹石。

2. 工业品位

工业品位又称“最低工业品位”,它是划分平衡表内(能利用)储量与平衡表外(暂不能利用)储量的品位标准,一般用%或 g/t 表示。

工业品位指标一般用作衡量单个探矿工程连续样品段的平均品位要求,有时也用于块段品位或矿区平均品位。当其达到规定的工业品位时,方可计入表内储量,否则应划为表外储量。

块段品位又叫“块段平均品位”。它是储量计算块段的最低平均品位的要求。目前,该项指标多在某些岩矿或砂矿床中,与边界品位配套使用,也偶见于个别同时具有边界品

位和单工程最低工业品位的矿床。

矿区平均品位是对整个矿床(区)的品位要求。在绝大多数情况下均不作为工业指标的一项内容,仅在极个别矿床中出现。

3. 临界品位

临界品位是在工业指标制定过程中,按“收支平衡”的原则计算出来的、在经济上不赔不赚的品位。它在工业指标中的表现,有以下几种情况:

(1)在有色金属、稀有和稀土金属矿床中,临界品位不作为工业指标的内容,仅在制定工业指标过程中起校核品位指标方案作用。实际上,这些矿床的工业品位指标往往都低于临界品位,而以此工业品位圈定的储量,其平均品位必须高于或等于临界品位;

(2)在铝土矿和一般黑色金属矿床中,多数情况下临界品位等于工业品位;

(3)在某些砂矿床以及其它使用块段品位指标的矿床,临界品位一般等于块段品位;

(4)不以主要有用组份含量高低为要求的冶金辅助原料和某些非金属矿床,则不计算临界品位。

4. 经济品位

经济品位是在工业指标制定过程中,按矿山企业能获得既定的基准投资收益率(参见本篇第三章3.3节)的要求计算出的矿床平均品位,用以检查和衡量不同品位指标方案的计算结果。在绝大多数情况下,工业指标中不包括该项内容,有时仅作矿区(床)平均品位。

5. 投资效益品位

投资效益品位是在目前矿山基建投资由国家拨款改为银行贷款情况下出现的一个新概念。即在能获得既定的投资收益率基础上计算出的在偿还投资贷款本息期限内所要求的开采区段最低平均品位。它亦不出现在下达的工业指标内容之中,一般用以衡量首采地段的平均品位,或作为生产初期圈定富矿段的品位要求。

6. 伴生有益组份含量指标

伴生有益组份含量指标是指与主要有用组份相伴生,并在选、冶过程中具有综合回收价值,或对矿石加工过程有利、可提高矿石价值的组份的最低含量要求。前者如多金属矿产中伴生的金、银、硫及分散元素的综合回收要求;后者如铁矿石中碱性氧化物的含量要求等。

7. 有害杂质含量指标

有害杂质含量指标是指矿石中,对产品质量和加工过程起不良影响的组分含量要求。例如对铝土矿中的硫,铁矿中的硫、磷和二氧化硅,熔剂石灰石中的二氧化硅、氧化镁等的含量要求等等。

8. 综合品位指标

综合品位指标,是指某些矿石中具有两种以上密切共生的有用组份的最低品位要求。如某些金银矿、钼钨矿、钨锡矿、铜钼矿、钴铜矿等的综合品位即是。

4.2.1.2 矿石工业类型与技术品级指标

在下达的工业指标中,常需按矿石性质或技术品级分别列出不同矿石工业类型或技术品级的品位指标要求。

(1)矿石工业类型指标,是按不同性质矿石的不同加工工艺,对矿石进行分类的要

求。例如硫化金属矿床的矿石按其氧化率的分类，铁矿石按磁性铁占有率、酸碱比的分类等。

(2) 矿石技术品级指标是对同一工业类型矿石，按其有用、有害成分的含量和其它性质的差异，以及不同的用途进行分级的要求。例如，锰矿石的锰铁比、铬铁矿的铬铁比、铝土矿的三氧化二铝含量、铝硅比（既是品位指标，又是品级指标），以及许多矿石按品位高低（贫、富矿）的分级等。

4.2.1.3 物理性质指标

在冶金辅助原料及许多非金属矿产中，矿石物理性质指标是工业指标的重要组成部分。它们一般可分为两种情况：一种是对整个矿石的物理性质要求，如大部分冶金辅助原料、陶瓷原料和非金属建筑材料矿产的物理性质指标；另一种是对有用矿物的物理性质要求，如绝大部分特种非金属矿产（包括云母、石棉、水晶、冰洲石、光学萤石、金刚石、宝石、玉石、彩石等）。前者主要取决于选、冶工艺对矿石物理性质的要求；后者主要取决于进一步技术加工和不同用途对主要有用矿物物理性质的要求。各矿种常见的矿石物理性质指标如表 1-4-1 所列。

4.2.2 矿床开采技术条件指标

4.2.2.1 厚度指标

1. 可采厚度

可采厚度又称“最小可采厚度”。它是指在当前技术经济条件下，对具有开采价值的单层矿体的最小真厚度要求，其单位为 m。即达到边界品位以上的连续样品段，其真厚度达到此规定时，即可圈为矿体并参加工程平均品位计算。

2. 夹石剔除厚度

夹石剔除厚度是对夹在矿体或单工程各连续样品段之间的、低于边界品位的样品厚度要求。即其真厚度达此规定，就应圈作夹石予以剔除，否则应圈入矿体并参加工程平均品位或样品段平均品位的组合和储量计算。夹石剔除厚度的单位亦为 m。

3. 工业米百分值

工业米百分值（率）全称为“最低工业米百分值”，在贵金属矿床中又称米克吨值，分别用 $m \cdot \%$ 和 $m \cdot g/t$ 表示。对某些矿床，特别是工业利用价值较高的脉状矿床，它是一项兼顾矿石品位与矿体厚度的综合指标要求。即当矿体厚度小于可采厚度，而矿石品位较高，两者乘积达到工业品位与可采厚度乘积（即米百分值）时，即可列入表内储量。脉状矿床多采用该项指标，其它类型的矿床原则上不采用。

4.2.2.2 其它指标

1. 无矿地段剔除长度

无矿地段剔除长度是对沿走向矿化不连续的脉状矿体中，应予以剔除的低于边界品位的无矿部分最小长度要求，其单位为 m。

2. 含矿系数

含矿系数又称“含矿率”，石棉矿床又叫含棉率。它是对有用组份分布不均、矿化连续性差、或矿体规模小、按单个矿体计算储量和分采有困难的汞矿、石棉、石膏、云母，

常见的矿产物理性质指标一览表

表 1-4-1

序号	矿产名称	主要物理性质指标	备 注
1	耐火粘土	烧失量、耐火度及软质粘土可塑性	与化学成分要求配合使用
2	蓝晶石	烧失量	同 上
3	刚 玉	烧失量	与含矿率同时使用
4	硅 石	耐火度	与化学成分要求配合使用
5	叶 腊 石	耐火度、烧失量	同 上
6	橄榄岩及蛇纹岩	耐火度、烧失量	同 上
7	蛭 石	鳞片大小、膨胀倍数	为主要的指标要求
8	膨 润 土	湿压强度、耐火度	圈定矿体和划分品级主要指标
9	硅藻土	湿度、体重(堆密度)	与化学成分要求配合使用
10	花岗石、大理石	成荒率、荒料体积及颜色、花纹	为计算储量主要指标
11	石 棉	纤维长度	与含棉率配合使用
12	滑 石	白度	白度为圈定矿体主要依据
13	陶瓷原料	烧失量、塑性指数、耐火度等	与化学成分要求配合使用
14	珍珠岩	膨胀倍数	工业价值和矿石品级主要指标
15	白 垩	白度、密度及碱度和烧失量	与化学成分要求配合使用
16	漂白土	脱色率	为主要质量指标
17	浮 石	容重	为主要指标要求
18	云 母	有效面积及电气性能	与含矿率同时使用
19	蓝石棉	纤维长度及过滤性能	纤维长度与品位配合使用
20	水 晶	无缺陷部分最小尺寸、透明度等	与单晶采取率等配合使用
21	冰洲石、光学萤石	大小、透明度、颜色、裂隙及包裹体	为主要的质量要求
22	宝石、玉石	大小、颜色、色彩、光泽及构造等	同 上
23	金 刚 石	晶体特征、大小、晶形、颜色、裂纹等	晶体特征为品级标准

以及堆积型铝土矿、钴土矿、铁矿、锰矿等的一项工业指标要求。其表示方法一般有两种：一是用单位体积的含矿量(体含矿系数)表示，其单位为 kg/m^3 ；二是用单工程见工业矿体(或连续样品段)累计长度与含矿层(体)总厚度之比值(即线含矿系数)表示。面(积)含矿系数少见。

3. 剥采比

这是确定露天开采方案的一项重要技术经济指标。对于适于露天开采的某些矿床(如水泥灰岩等)，有时也成为工业指标的一项内容。其概念是需剥离的废石(上覆土、岩层、层间夹石)量与采出的矿石量之比。作为工业指标下达时，一般是指平均剥采比，用

m^3/m^3 或 t/t 表示。在陶瓷用高岭土矿床中,亦见用覆土剥离率(即覆土、土厚度与矿体平均厚度比值)表示。

此外,在某些矿种如水泥灰岩、粘土矿的矿床中,还根据开采工艺要求,将露天边坡角、开采最低标高、爆破安全距离、探获储量吨位等作为工业指标内容下达。

4.3 各项工业指标的制定方法

4.3.1 矿石质量指标制定

4.3.1.1 边界品位制定

1. 类比法

类比法确定边界品位,是根据同类矿床的开采实践,结合本矿床矿石选冶试验结果,经类比所选定的边界品位,其值一般应不高于尾矿品位的1.5~2.0倍以上。

类比法确定边界品位必须建立在矿石选冶试验的基础上。为使资源得到充分而合理的利用,边界品位应与工业品位的确定同时进行、配套使用。类比法对小型矿床有较大实用价值,在大、中型矿床工业指标方案的拟订中亦常采用。

2. 统计法

统计法确定边界品位,是根据矿床单个样品基本分析结果,按不同矿体,将主要有用组分的含量划分为若干品位区间,并统计各区间的样品频数和频率,做出频数或频率分布曲线图,找出低品位区间曲线由高降低、或由低升高的突然转折点,再结合其它因素考虑,将此突变点所对应的品位值定为边界品位。

例如,某矿为产于红色砂岩和石灰岩中的小型铜矿。矿石类型以氧化矿为主,平均氧化率大于50~70%。全矿有4、5、6号三个主矿体,铜的基本分析样品共有1116个,其品位变化幅度从0.3~30%,各区间的频数和频率分布见表1-4-2。

某铜矿样品品位分布频数频率表

表 1-4-2

矿体号		铜品位区间 Cu(%)								合计
		0.3~0.5	0.51~0.7	0.71~2.0	2.1~5.0	5.1~10.0	10.1~20	20.1~30	>30	
4	频数(个)	40	21	57	46	40	18	9	20	209
	频率(%)	14.87	7.81	21.19	17.10	14.87	6.69	3.34	7.43	100
5	频数(个)	72	48	123	99	45	23	3	0	442
	频率(%)	16.29	10.86	27.83	22.40	10.18	5.20	0.67	0	100
6	频数(个)	79	42	93	70	43	35	8	0	365
	频率(%)	19.51	10.37	22.96	17.28	11.85	8.64	1.97	0	100

据表1-4-2统计和计算结果,按4*、5*、6*矿体,分别作品位频数分布曲线图。

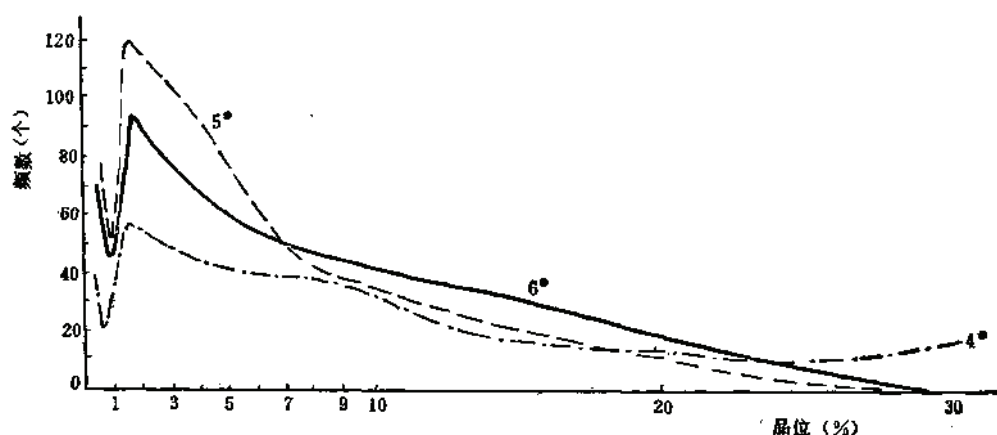


图 1-4-1 某铜矿品位频数分布图

从图 1-4-1 可见,三个主矿体的品位曲线,均在 0.5~0.7% 区间出现突然转折。如将其边界品位定为 0.5%,不仅高于尾矿品位 (0.16%~0.29%),而且资源利用率亦可达 90% 左右。

统计法确定边界品位多用于矿体与围岩边界不清、品位呈渐变关系的矿床,而对矿体边界清楚、矿体边界内外品位呈跳跃式突变的矿床一般不适用。

在进行品位统计时,应正确划分统计的品位区间值。一般可根据样品品位的最大值与最小值分布范围,按等间隔地划分为 20~30 个区间的原则来确定区间值。但对品位跳动大的有色金属、贵金属和稀有金属矿床,其低于工业品位值的部分,区间值应尽可能按等距划得小些;高出工业品位较大的部分,区间值可划大些。用于统计金属矿床(原生矿)的品位区间值参见表 1-4-3。

统计法确定边界品位是正确拟订工业指标方案的基础,最终确定整个工业指标时,应

边界品位统计区间值参考表

表 1-4-3

品位区间值	适 用 矿 种
1.0%	Fe, Mn, Cr, Ti, (MgO)
0.1%	V, Cu, Pb, Zn, Sn, Bi, Ni, (Li ₂ O), Al ₂ O ₃ /SiO ₂ , (TR ₂ O ₃)
0.01%	Mo, Co, Hg, (BeO), (WO ₃)
0.002%	(Nb ₂ O ₅), (Ta ₂ O ₅)
10g/t	Ag
0.5g/t	Au
0.1g/t	Pt族

与工业品位相配合,并考虑其它有关因素。

3.图解法

图解法又称样品品位累计频数(率)曲线补偿法,是将基本分析样品按品位区间分组后,统计和计算出各组样品的频数或频率,并作出其频数(率)的累计曲线图(见图1-4-2)。通过曲线端点A作横座标(累计频数直线)的垂线,并与之交于T;在纵座标上找出工业品位对应的点P(图上为1.1%),过P作与横座标的平行线,分别交AT和频数累计曲线于B、O;在直线PB上寻找一点C,过C作横座标的垂线交频数曲线的下段于D。当直角曲边三角形OCD与OAB面积相等时,D点在纵座标上的对应值,即为所求的边界品位(图上为0.6)。

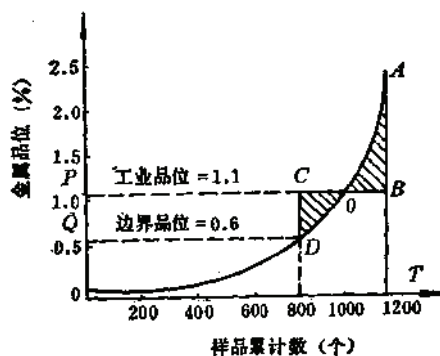


图 1-4-2

例如,某银矿系产于炭质绢云母石英片岩和斜长角闪片岩中的大型银矿床。主要银矿物为自然银、辉银矿、深红银矿,以及氧化带中的少量金银矿等。银的富集与矿石含炭质和方铅矿关系密切,矿体界线不清,品位变化较大。根据已有的2332个基本分析样的统计,假设各区间品位分布频率和频数及区间平均品位如表1-4-4所示。

某银矿样品品位频数频率统计表

表 1-4-4

品位区间(g/t)	频数(个)	累计数(个)	频率(%)	累计频率(%)	平均品位(g/t)
>290	296	296	12.74	12.74	512.76
290~280	17	313	0.73	13.42	502.03
280~270	14	327	0.60	14.02	492.31
270~260	22	349	0.95	14.97	477.98
260~250	10	359	0.43	15.39	471.77
250~240	21	380	0.90	16.30	459.24
240~230	31	411	1.33	17.62	442.32
230~220	23	434	0.99	18.61	430.81
220~210	35	469	1.50	20.11	414.70
210~200	22	491	0.94	21.05	405.31
200~190	29	520	1.24	22.30	393.58
190~180	41	561	1.76	24.06	378.33
180~170	46	607	1.97	26.03	362.92
170~160	37	644	1.59	27.62	351.55

续表

品位区间 (g/t)	频数 (个)	累计数 (个)	频率 (%)	累计频率 (%)	平均品位 (g/t)
160~150	67	711	2.87	39.49	333.06
150~140	39	750	1.67	32.16	323.22
140~130	58	808	2.19	34.65	309.74
130~120	56	864	2.40	37.05	297.77
120~110	74	938	3.17	40.22	283.35
110~100	89	1027	3.32	44.04	267.89
100~90	89	1116	3.82	47.86	254.10
90~80	93	1209	3.99	51.84	241.10
80~70	159	1368	6.82	58.66	221.80
70~60	157	1525	6.73	65.39	205.65
60~50	207	1732	8.88	74.27	187.64
50~40	257	1989	11.02	85.29	169.21
40~30	343	2332	14.71	100.00	149.47
备 注	频数和平均品位为假设数字				

按表 1-4-4 统计结果, 作出样品品位和累计频率曲线如图 1-4-3。在纵坐标上, 按拟订的两个工业品位值, 120g/t 和 150g/t 分别取 P 、 P' 两点, 作与横坐标平行的线, 分别交 AT 与 B 、 B' 点; 交频数累计曲线于 O 、 O' 点; 然后在 $P'B'$ 线下方, 作出直角曲边三角形 OCD 与 $O'C'D'$, 并使其面积分别等于直角曲边三角形 OAB 和 $O'A'B'$ 。此

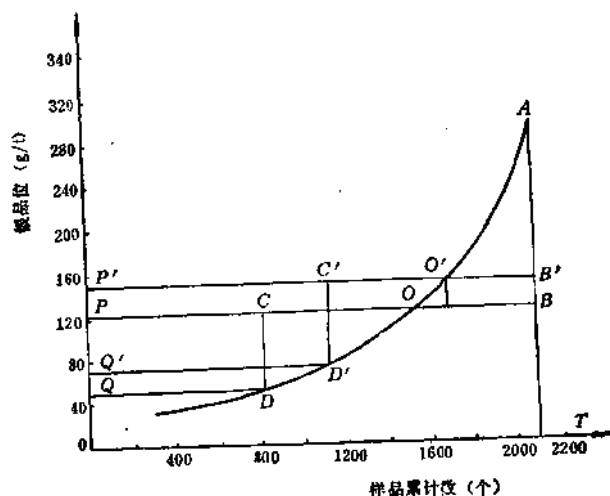


图 1-4-3 某银矿品位频数累计曲线图

时, D 与 D' 在纵坐标上对应的 Q 与 Q' 的品位值 50g/t 及 70g/t , 即分别为两个工业品位所要求的边界品位值。

然后用以上两套品位指标, 即边界品位为 50g/t 和工业品位 120g/t , 边界品位 70g/t 和工业品位 150g/t 进行储量试算, 所得的矿区平均品位均达到经济品位要求。再考虑其它伴生组份综合回收和银的国内外市场情况等因素, 最终以资源利用率较高的 50g/t 定为边界品位。

图解法能直观地反映出边界品位与工业品位的关系, 但必须结合其它条件, 如矿化特征、选矿试验结果等具体情况才能合理运用。由于图解法须以拟订工业品位指标反推边界品位, 显然工业品位的取值高低, 对边界品位的合理性有决定性影响, 因此一般不宜以低于临界品位的工业品位去反推边界品位。

4.3.1.2 工业品位确定

1. 类比法

类比法确定工业品位与用类比法确定边界品位的原则、方法、步骤基本相同。

例如, 某小型矽卡岩铜矿, 矿体产于碳酸盐岩石与花岗岩接触部位的矽卡岩带中, 呈复杂的透镜状和似层状, 形态、产状变化大, 并有分枝、复合现象。矿石中主要金属矿物为黄铜矿、黄铁矿和磁铁矿, 其次为方铅矿、闪锌矿、斑铜矿等, 主要脉石矿物为石榴子石、透辉石、阳起石、斧山石等矽卡岩矿物。具自形、半自形晶粒结构、交代融蚀结构, 块状、浸染状构造。如铜品位在 $0.1\sim 5.6\%$ 之间变化, 平均为 1.6% 。经矿石可选性试验, 铜精矿品位为 14% , 选矿回收率 91.3% , 尾矿品位 $0.08\%\sim 0.11\%$, 磁铁矿经磁选亦可得到合格铁精矿产品。矿体埋藏在地表以下 $50\sim 150\text{m}$ 深度范围内, 矿石和近矿围岩稳固, 矿床水文地质条件简单, 易于地下开采。以上条件与临近的某铜矿近似, 该铜矿已经开采十年, 生产效果良好。故可采用该生产矿山的工业指标: 铜边界品位 0.3% 、工业品位 0.5% 、可采厚度 1m 、夹石剔除厚度 2m 为其工业指标。

类比法确定工业品位简便易行, 但任何两个矿床的地质和经济条件只能是近似而不能相同, 因此用类比法确定工业品位应与边界品位的确定同时进行, 并多用于地方开采的小型矿床, 或在初步拟订工业指标方案时使用。同时, 用类比法确定工业品位时, 应从矿床矿化特征和矿石性质等方面进行认真对比, 否则将导致错误结论。

2. 地质方案法

地质方案法是在类比法预先拟订几套工业指标(包括边界品位、工业品位等内容)的基础上, 对整个矿床或有足够代表性的地段, 进行矿体试圈和储量试算, 然后对比各方案的矿石储量、品位、金属或矿物量差异, 并结合矿化连续性、矿体形态完整性、厚度与夹石分布变化情况等, 选定矿体形态简单、完整, 矿石品位高、资源利用率大的方案作为推荐的工业指标, 或作为下一步进行技术经济分析的依据。

例如某石英脉型金矿, 在工业指标制定时曾拟订了表 1-4-5 所列的五套指标试算方案。

用以上五套指标方案, 对占全矿总储量 70% 以上的地段试圈矿体和试算储量后, 假定其结果如表 1-4-6 所列各项数据。

根据以上结果结合矿体试圈情况可得出: 第 I、V 方案平均品位虽较高, 但金属储量少, 而且矿体连续性差, 出现无矿天窗; 第 IV 方案矿体完整, 连续性好, 但矿体下部有成

某金矿工业指标试算方案表

表 1-4-5

方案号	边界品位(g/t)	工业品位(g/t)	可采厚度(m)	夹石剔除厚度(m)	备 注
I	8	6	0.8	2	当矿体厚度小于可采厚度时,可用m·g/t值计算
II	1.5	4	1.0	2	
III	1.5	3.5	1.0	2	
IV	1.5	3	1.0	2	
V	2	4	1.0	2	

某金矿工业指标试算结果表

表 1-4-6

方案号	平均厚度 (m)	矿 石 量 (t)	平均品位 (g/t)	金 属 量 (kg)	与 I 方案比较的相差倍数			
					厚 度	矿 石 量	品 位	金 属 量
I	1.43	467009	5.28	2718.221	1.00	1.00	1.00	1.00
II	2.71	824359	4.25	3504.573	1.8951	1.7652	0.7302	1.2893
III	2.79	954154	4.50	3867.833	1.9510	2.0431	0.6959	1.4229
IV	2.71	783754	4.37	3426.587	1.8951	1.6782	0.7509	1.2800
V	2.54	774939	4.41	3419.492	1.7762	1.6584	0.7577	1.2580

片的低于临界品位矿段出现,第 II、III 方案矿体连续性较好、品位较高。故将第 II、III 方案提出,做为进一步技术经济计算分析的依据,其余三套方案舍去。

地质方案法是制定工业品位指标经常采用的一种方法。由于它较全面和直观地反映不同指标条件下的矿体形态及储量的变化情况,为确定工业品位指标提供了充足的地质数据和资料,因而得到了广泛应用。但由于必须选择有足够代表性的地段,以至全矿进行试圈和试算,其工作量较大。同时地质方案法着重于地质因素对比,缺少经济分析内容,因此在确定工业品位指标时,往往还需从经济合理的角度进一步研究,以正确决定指标方案的取舍。

例如某铜矿露天开采部分的矿量即将采完,拟转入地下开采。按一般情况,地下开采的工业品位指标将要随生产成本提高而提高。但是,由于矿山生产技术和管理水平提高较快,区域经济条件也有较大改善,因而也有可能降低工业品位指标。为说明这种情况,现假设该矿生产技术经济指标的变化情况如表 1-4-7 所示。

某铜矿生产技术经济指标变化情况表

表 1-4-7

项 目	尾矿品位(%)	选矿回收率(%)	精矿品位(%)	每吨原矿生产成本(元)		备 注
				采 矿	选 矿	
原 指 标	0.25~0.27	83~85	12	8	6.4	假设数
现 指 标	0.07~0.12	90~93	16	6	5.4	假设数

经用四套工业指标方案,对保有储量进行试算,相应的结果(假设数)见表1-4-8。

某铜矿工业指标试算结果表

表 1-4-8

指标方案	边界品位 (%)	工业品位 (%)	矿石量	金属量	平均品位(%)			备注
					东部	西部	全矿	
I	0.2	0.3	152.06	110.32	1.59	0.76	1.26	按工程平均品位
II	0.2	0.3	135.75	108.41	1.69	0.88	1.41	按单样要求
III	0.3	0.5	125.06	106.72	1.78	0.95	1.51	按工程平均品位
IV	0.3	0.5	100	100	2.01	1.19	1.77	按单样要求

注:矿石量、金属量以第IV方案为基础折算。

从上表所列计算结果可见,由于四套方案的平均品位均高于假设的临界品位($\text{Cu}0.8\%$),所以在技术上可行、经济上也合理。但以哪个方案最优,还须进一步作技术经济分析。

3. 经济分析法

经济分析法是在工业品位指标制定时,模拟未来矿山企业生产过程,选取适当的技术经济指标,按照收支平衡原则,并考虑投资贷款偿还能力及保证企业获得既定基准投资收益率等要求,计算临界品位、经济品位和投资效益品位,用以分析工业品位指标及指标方案的合理性。

1) 临界品位计算

(1) 当矿产品为精矿时:

$$\alpha_0 = \frac{\beta_1 C^m}{D_1 \varepsilon_1 (1 - \rho)} \quad (1-4-1)$$

(2) 当矿产品按精矿含纯金属计算时:

$$\alpha_0 = \frac{C}{D'_1 \varepsilon_1 (1 - \rho)} \quad (1-4-2)$$

(3) 当矿产品为金属(锭)时:

$$\alpha_0 = \frac{\beta_2 C}{(D_2 - C_m) \varepsilon_1 \varepsilon_2 (1 - \rho)} \quad (1-4-3)$$

$$C = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5$$

式中 α_0 ——临界品位, %或 g/t ;

C ——每吨原矿全部成本, 元;

C_1 ——每吨原矿开采成本, 元;

C_2 ——每吨原矿选矿成本, 元;

C_3 ——每吨原矿的运输费, 元;

C_4 ——每吨原矿的企业管理费, 元;

C_5 ——每吨原矿的营业外支出费, 元;

C_m ——每吨金属的冶炼成本, 元;

β_1 ——精矿品位，%；

β_2 ——金属铀品位，%；

D_1 ——每吨精矿价格，元；

D_1' ——精矿含每吨金属价格，元；

D_2 ——每吨金属价格，元；

ε_1 ——选矿回收率，%；

ε_2 ——冶炼回收率，%；

ρ ——采矿贫化率，%。

例如某钼矿为一大型砂卡岩钼矿床，矿体呈层状、似层状，厚度大而稳定，品位较均匀。假设原矿品位 M_o 为0.181%时，精矿品位51%、选矿回收率90%，用地下开采，采矿贫化率为10%。用扩大技术经济指标估算，假如每吨原矿生产成本为30.92元，每吨钼精矿为17750元。其临界品位按1-4-1式计算为：

$$\begin{aligned} \alpha_o &= \frac{\beta_1 C}{D_1 \varepsilon_1 (1 - \rho)} \\ &= \frac{51\% \times 30.92}{17750 \times 90\% \times (1 - 10\%)} \\ &= 0.11\% (M_o) \end{aligned}$$

又如上述某金矿，根据矿床地质和开采技术条件，以及选矿试验结果，估计用地下开采方法，可建500t/d规模的采选厂一座。假设其每吨原矿采矿车间成本13.5元、选矿车间成本9.28元、精矿运输费1.06元、企业管理费10.0元、营业外支出2.0元、采矿贫化率为15%、选矿回收率87.32%，精矿含金为每克13.45元。则其临界品位按1-4-2式计算为：

$$\begin{aligned} \alpha_o &= \frac{C}{D_1' \varepsilon_1 (1 - \rho)} \\ &= \frac{13.5 + 9.28 + 1.06 + 10.0 + 2.0}{13.45 \times 87.32\% \times (1 - 15\%)} \\ &= 3.59g/t (Au) \end{aligned}$$

在前述的该矿地质方案法选出的第Ⅰ、Ⅱ方案中（参见表1-4-6），其平均品位分别为4.25g/t和4.05g/t，均高于计算的临界品位3.59g/t。虽然第Ⅱ方案品位稍低，但能满足开采规定的盈利要求，且资源利用率较高。故从企业经济效益和资源利用角度考虑，最终仍选定第Ⅱ方案，即边界品位1.5g/t、工业品位3.5g/t、可采厚度1m、夹石剔除厚度2m为矿石储量计算工业指标。

再如某汞矿为一中型汞矿床，矿体呈层带状产于碳酸盐岩地层中。矿石具自形、半自形晶粒结构、浸染状构造。选矿试验表明，用两段磨矿、单一浮选流程，在磨矿细度-200目占75%时，精矿品位为33.88%（计算选用为25%）、尾矿品位为0.002%，选矿回收率98.25%（计算选用94%）；用地下开采、全面法采矿，采矿贫化率16%。假设每吨原矿采选成本为24.16元，冶炼用蒸馏法炼汞，回收率98.6%，产品为含汞99.999%的一级品，每吨汞冶炼成本1407元（设税金为3000元，共计4407元），每吨汞的售价为30000元。其临界品位按1-4-3式：

$$\begin{aligned} \alpha_0 &= \frac{\beta_2 \cdot C}{(D_2 - Cm) \varepsilon_1 \varepsilon_2 (1 - \rho)} \\ &= \frac{99.999\% \times 24.16}{(30000 - 4407) \times 94\% \times 98.6\% \times (1 - 16\%)} \\ &= 0.12\% (\text{Hg}) \end{aligned}$$

2) 经济品位计算

(1) 当矿产品为精矿时:

$$\alpha_j = \frac{\beta_1 C}{(D_1 - P) \varepsilon_1 (1 - \rho)} \quad (1-4-4)$$

(2) 当矿产品按精矿含金属量计算时:

$$\alpha_j = \frac{C}{(D_1' - P) \varepsilon_1 (1 - \rho)} \quad (1-4-5)$$

(3) 当矿产品为金属锭时:

$$\alpha_j = \frac{\beta_2 C}{(D_2 - Cm - P) \varepsilon_1 \varepsilon_2 (1 - \rho)} \quad (1-4-6)$$

其中:

$$P = \frac{(I_a + F)i}{B} \quad (\text{静态})$$

$$\text{或} \quad P' = \frac{(I_a + F)F_{PR}}{B} \quad (\text{动态})$$

$$F_{PR} = \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^{n+1} - 1}$$

式中 α_j ——经济品位, %或g/t; P ——每吨矿产品标准利润, 元; I_a ——固定资产原值(一般按基建投资的0.8或0.85取值), 万元; F ——企业流动资金, 万元; B ——预计的矿产品年产量, t; F_{PR} ——资金还原系数; i ——基准收益率, %; n ——矿山服务年限, 年。

其余符号同1-4-1式至1-4-3式。

例如上述某钼矿, 若新建2000t/d采选厂一座, 基建投资假设为7806万元。如按0.85转为固定资产原值、年产精矿品位为51%的钼精矿2077吨、企业流动资金按年生产费用50%计算为1471万元、采矿贫化率10%、选矿回收率90%、每吨原矿生产成本30.92元、矿山服务年限为25年。若要使未来矿山生产能获得15%的标准利润, 其经济品位按静态计算, 每吨精矿标准利润为:

$$\begin{aligned} P &= \frac{(I_a + F)i}{B} \\ &= \frac{(78060000 \times 0.85 + 14710000) \times 15\%}{2077} \\ &= 5854 (\text{元}) \end{aligned}$$

如按动态计算, 每吨精矿标准利润为:

$$P' = \frac{(I_0 + F) FPR}{B}$$

$$= \frac{(78060000 \times 0.85 + 14710000) \times \frac{15\% (1 + 15\%)^{25}}{(1 + 15\%)^{25} - 1}}{2077}$$

$$= 6037.6 \text{ (元)}$$

将上述计算结果并有关参数代入 1-4-4 式, 分别得出:

$$\alpha_j = \frac{\beta_1 C}{(D_1 - P) \epsilon_1 (1 - \rho)}$$

$$= \frac{51\% \times 30.92}{(17750 - 5854) \times 90\% \times (1 - 10\%)}$$

$$= 0.164\% \text{ (Mo)}$$

$$\alpha'_j = \frac{\beta_1 C}{(D_1 - P') \epsilon_1 (1 - \rho)}$$

$$= \frac{51\% \times 30.92}{(17750 - 6037.6) \times 90\% \times (1 - 10\%)}$$

$$= 0.166\% \text{ (Mo)}$$

即该矿钼的静态经济品位为 0.164%, 动态经济品位为 0.166%。

3) 投资返本品位计算

(1) 如矿产品为精矿时:

$$\alpha_t = \frac{\beta_1 (C + I_1 FPR)}{D_1 \epsilon_1 (1 - \rho)} \quad (1-4-7)$$

或

$$\alpha_t = \frac{\beta_1 C}{D_1 \epsilon_1 (1 - \rho)} + \frac{\beta_1 I_1 FPR}{D_1 \epsilon_1 (1 - \rho)} \quad (1-4-8)$$

$$= \alpha_0 + \alpha_k$$

(2) 当矿产品按精矿含金属量计算时:

$$\alpha_t = \frac{C + I_1 FPR}{D_1' \epsilon_1 (1 - \rho)} \quad (1-4-9)$$

或

$$\alpha_t = \frac{C}{D_1' \epsilon_1 (1 - \rho)} + \frac{I_1 FPR}{D_1' \epsilon_1 (1 - \rho)} \quad (1-4-10)$$

$$= \alpha_0 + \alpha_k$$

(3) 当矿产品为金属锭时:

$$\alpha_t = \frac{\beta_2 (C + I_2 FPR)}{(D_2 - C_m) \epsilon_1 \epsilon_2 (1 - \rho)} \quad (1-4-11)$$

或

$$\alpha_t = \frac{\beta_2 C}{(D_2 - C_m) \epsilon_1 \epsilon_2 (1 - \rho)} + \frac{\beta_2 I_2 FPR}{(D_2 - C_m) \epsilon_1 \epsilon_2 (1 - \rho)} \quad (1-4-12)$$

$$= \alpha_0 + \alpha_k$$

式中 α_t —— 投资返本品位, %或 g/t;

α_0 —— 临界品位, %或 g/t;

α_k —— 投资返本需要提高的品位, %或 g/t;

I_1 ——年产每吨矿石的采、选总投资，元；

I_2 ——年产每吨矿石的采、选、冶总投资，元；

i ——基建贷款利率，%。

其余符号同前。

例如上述钼矿，拟建生产规模2000t/d(折合 $66 \times 10^4 \text{t/a}$)，假设基建投资7806万元，系外资贷款，利率为13%，要求7.1年还清。在其它假设条件不变的情况下，其投资返本品位按1-4-7式计算：

$$\begin{aligned} \alpha_i &= \frac{\beta_1(C + I_1 F_{PR})}{D_1 \varepsilon_1 (1 - \rho)} \\ &= \frac{51\% (30.92 + \frac{78060000}{660000} \times \frac{13\% (1 + 13\%)^{7.1} - 1}{(1 + 13\%)^{7.1} - 1})}{17750 \times 90\% \times (1 - 10\%)} \\ &= 0.204\% (\text{Mo}) \end{aligned}$$

按1-4-8式计算：

$$\begin{aligned} \alpha_i &= \alpha_0 + \alpha_k \\ &= \alpha_0 + \frac{51\% \times \frac{78060000}{660000} \times \frac{13\% (1 + 13\%)^{7.1} - 1}{(1 + 13\%)^{7.1} - 1}}{17750 \times 90\% \times (1 - 10\%)} \\ &= 0.11\% + 0.094\% \\ &= 0.204\% (\text{Mo}) \end{aligned}$$

即该矿生产前期要求的投资返本品位： Mo 为0.204%。

又如上述汞矿，拟建的矿山生产规模为1000t/d(折合 $33 \times 10^4 \text{t/a}$)，假设基建投资3600万元，全为银行贷款，年利率为10%，10年还清。如其它参数条件不变，其投资返本品位按1-4-11式计算：

$$\begin{aligned} \alpha_i &= \frac{\beta_2(C + I_2 F_{PR})}{(D_2 - C_m) \varepsilon_1 \varepsilon_2 (1 - \rho)} \\ &= \frac{99.999\% (24.16 + \frac{36000000}{330000} \times \frac{10\% (1 + 10\%)^{10} - 1}{(1 + 10\%)^{10} - 1})}{(30000 - 4407) \times 94\% \times 98.6\% \times (1 - 16\%)} \\ &= 0.210\% (\text{Hg}) \end{aligned}$$

按1-4-12式计算：

$$\begin{aligned} \alpha_i &= \alpha_0 + \alpha_k \\ &= 0.12\% + \frac{99.999\% \times \frac{36000000}{330000} \times \frac{10\% (1 + 10\%)^{10} - 1}{(1 + 10\%)^{10} - 1}}{(30000 - 4407) \times 94\% \times 98.6\% \times (1 - 16\%)} \\ &= 0.12\% + 0.09\% \end{aligned}$$

$$= 0.210\%(\text{Hg})$$

即该汞矿投资返本品位为0.210%。

经济分析法计算的临界品位、经济品位以及投资效益品位，一般不出现在下达的工业指标内容中，只有当某些矿床需要时，才将临界品位作为工程平均品位或块段平均品位下达。在极个别情况下，将经济品位作为矿区（床）平均品位要求才包括在工业指标内容中。投资返本品位不作考察矿床品位指标使用，只是在某些特殊情况下，需要提高首采地段的品位要求，或者为了满足矿山生产初期要求而圈定富矿段时，用以衡量这些地段的平均品位。

在制定矿床工业指标时，由于经济分析法综合考虑了矿床地质特征和矿山企业可能的生产情况，计算结果合理，因而得到了广泛应用。但是，经济分析法必须建立在地质方案法的基础上，并根据矿山选（冶）试验结果，结合矿床的地质和开采技术条件，并考虑资源的充分利用等情况，合理地选取各项计算所需的技术经济参数。否则，将导致错误的结论。

4.3.1.3 伴生有益组份含量指标制定

1. 选矿过程回收的伴生有益组份含量指标

当伴生有益组份呈单矿物产出，在主要有用组份选矿过程中，适当增加选矿回收工序即可获得其精矿产品时，往往需要用经济分析法单独制定它在矿石中的下限值含量指标。

由于伴生有益组份与主要有用组份在矿石中密切伴生，在矿山生产过程中，它不需要采矿（包括剥离）、运输、碎矿、磨矿等费用，其生产成本仅包括所分摊的分选富集、生产管理和销售等费用。据此，按收支平衡原则，以临界品位作为其回收利用的最低含量指标。其计算公式如下：

（1）当伴生有益组份按其精矿折价时：

$$\alpha_b = \frac{\beta_{b1} C_{b1}}{D_{b1} \varepsilon_{b1} (1 - \rho)} \quad (1-4-13)$$

（2）当伴生有益组份按其精矿所含金属量折价时：

$$\alpha_b = \frac{C_{b1}}{D'_{b1} \varepsilon_{b1} (1 - \rho)} \quad (1-4-14)$$

（3）当伴生有益组份按其金属成品折价时：

$$\alpha_b = \frac{\beta_{b2} C_{b1}}{(D_{b2} - C_{mb}) \varepsilon_{b1} \varepsilon_{b2} (1 - \rho)} \quad (1-4-15)$$

式中 α_b ——伴生有益组分最低含量指标，%或g/t；
 β_{b1} ——伴生有益组分精矿品位，%；
 β_{b2} ——伴生有益组分冶炼产品品位，%；
 C_{b1} ——伴生有益组分每吨原矿选矿成本，元；
 C_{mb} ——伴生有益组分每吨冶炼产品成本，元；
 D_{b1} ——伴生有益组分每吨精矿价格，元；
 D'_{b1} ——伴生有益组分精矿含每吨金属价格，元；

D_{b2} ——伴生有益组分每吨冶炼产品价格，元，

ε_{b1} ——伴生有益组分选矿回收率，%，

ε_{b2} ——伴生有益组分冶炼回收率，%，

ρ ——采矿贫化率，%。

例如上述钼矿，除主要有用组分钼外，还伴生有白钨矿并与辉钼矿矿化范围基本一致。据选矿试验结果，假设钨原矿品位(WO_3)为0.120%时，则浮选钨精矿品位(WO_3)为65%，选矿回收率30%，每吨钨精矿售价为12558元。如其每吨原矿选矿费及生产管理费和销售费分摊共3.7元。则综合回收的最低含量要求按1-4-13式计算为：

$$\begin{aligned} \alpha_b &= \frac{\beta_{b1} C_{b1}}{D_{b1} \varepsilon_{b1} (1 - \rho)} \\ &= \frac{65\% \times 3.7}{12558 \times 30\% \times (1 - 10\%)} \\ &= 0.071\% (WO_3) \end{aligned}$$

以上计算结果，是按钨的采矿贫化率与钼的贫化率一致考虑的。由于计算出的 WO_3 含量0.071%高于尾矿品位，可以保证在选矿过程中有效地综合回收，故可作为计算 WO_3 伴生组分储量的最低含量要求。

用经济分析法制定伴生有益组份最低含量要求，计算简单，应用方便，一般适用于在主要有用组份选矿过程中能综合回收的各种组份，但不适于在选矿过程中不能得到精矿产品的伴生组份。如选矿过程可以同时回收两种以上的伴生有益组份，则应视不同情况分别计算其最低含量要求。计算结果应与选矿试验结果对比，一般只在计算结果高于其尾矿品位才有实际意义。同时，计算结果还应考虑与主要有用组分的赋存关系，即只能计算主要有用组份矿体范围内的部份。

伴生有益组份最低含量要求，一般只用在主要有用组分的储量计算块段上，当其伴生组份品位达到此项要求，即计算伴生组份的表内储量，否则只计算主要有用组份储量。

2. 冶炼过程中回收的伴生有益组份含量要求

对于选矿过程中不能富集、或即使相对富集仍得不到单独的精矿产品的伴生有益组份，往往只能在主要有用组份冶炼过程中回收利用。对其含量要求，可按以下两种情况考虑。

(1) 在主要有用组份精矿中达到一定含量、并在冶炼时可以回收和予以计价的伴生有益组份，如铜、铅、锌精矿中的金、银、硫；铋精矿中的银；镍精矿中的铜等，一般不单独制定其最低含量要求。只是在其含量较高时，可考虑以其在原矿中的产值，抵消公式1-4-1~公式1-4-12中的部分原矿生产成本，起到降低对主要有用组份品位要求的作用。

(2) 在主要有用组份精矿中不予计价的伴生有益组份，如铜、铅、锌精矿中的镓、铟、镉、锗、硒、碲；铁矿石中的钴、镍、钨、钒；钨精矿中的锡、铋、钽、铌、钼、铍；锡精矿中的铜、铅、锌、钨、铋、钼、铈及稀有金属；钼精矿中的铌等等，一般均不制定最低含量要求，在储量计算中按“有多少、算多少”的原则处理。

3. 对矿石加工过程有利的伴生有益组份要求

有的伴生有益组份, 尽管在主要有用组份选、冶过程中不具综合回收价值, 但有利于矿石加工过程并促其主要组份产品质量提高。如富铁矿石中的CaO和MgO含量与SiO₂和Al₂O₃之比值在0.8~1.2时, 炼铁过程中即可不加或少加熔剂, 从而提高了冶炼经济效益。对此类有益组份的含量一般按选、冶工艺要求划定, 不在工业指标制定时另行计算和确定。

4.3.1.4 有害杂质含量指标制定

有害杂质含量按矿石选、冶工艺要求, 一般在工业指标制定时不单独进行经济计算和制定。

这项指标是对黑色金属、冶金辅助原料和铝土矿等不经选矿而直接入炉冶炼或制砖利用的矿石的重要要求。一般按各种矿石有害杂质的含量高低, 将其分为若干类型或品级, 供不同的冶炼、制砖工艺使用。当有害杂质含量超过某一容许极限时, 则需经选冶处理或配矿以降低其含量。在使用该指标时, 黑色金属矿多用于工程平均有害杂质含量, 冶金辅助原料矿多用于单个样品有害杂质含量。

4.3.1.5 共生组分综合品位制定

当矿石中有两种以上有用组份密切共生, 如某些金银矿、钽铌矿、钨锡矿、铅锌和多金属矿等, 往往需要制定综合品位指标, 其制定方法有以下三种:

1. 折算法

折算法确定综合品位, 是将矿石中可供回收利用的两种或两种以上的组份品位, 折算为其中相对主要的一种组份品位的计算方法。这种相对主要的主要组份称主要组份, 其它可供利用的组份称次要组份, 以折算结果表示的主要组份品位总称为综合品位。

1) 主要组份划分标准

- (1) 矿床勘探和开发利用的主要矿种;
- (2) 矿化范围大, 矿化连续性好的组份;
- (3) 矿石品位相对较高的组份;
- (4) 矿产品产值高、价值大的组份;
- (5) 国家急需或市场紧缺的组份。

以上标准需针对矿床的具体条件和工业要求具体掌握。

2) 折算起点的确定

- (1) 凡参与综合品位折算的组份品位, 均应高于该组份的选矿试验尾矿品位;
- (2) 在一般情况下, 应以该矿种的一般参考工业指标的边界品位为折算起点。

3) 品位折算系数计算公式

(1) 价格法

$$K_i = \frac{D_{ci}}{D_z} \quad (1-4-16)$$

(2) 产值法

$$K_i = \frac{D_{ci}ec_i}{D_zn_z} \quad (1-4-17)$$

(3) 盈利法

$$K_i = \frac{(D_{ci} - C_{ci})\varepsilon_{ci}}{(D_z - C_z)\varepsilon_z} \quad (1-4-18)$$

式中 K_i ——品位折算系数；

D_z, D_{ci} ——每吨主、次要组份矿产品价格，元；

C_z, C_{ci} ——每吨主、次要组份矿产品生产成本，元；

$\varepsilon_z, \varepsilon_{ci}$ ——主、次要组份选矿或冶炼回收率，%。

4) 综合品位计算公式

$$a_m = a_z + \sum_{i=1}^n K_i a_{ci} \quad (1-4-19)$$

式中 a_m ——以主要组份表示的综合品位，%或g/t；

a_z ——主要组份平均品位，%或g/t；

a_{ci} ——次要组份平均品位，%或g/t；

K_i ——品位折算系数。

例如某钨锡石英脉型矿床，其钨、锡分别呈黑钨矿和锡石密切共生，但矿化不均，品位变化较大。经矿石可选性试验表明，用重选流程，钨、锡均能获得合格的精矿产品，其选别指标参见表1-4-9。

某钨锡矿可选性试验指标表(%)

表1-4-9

组分名称	原矿品位	精矿品位	选矿回收率	尾矿品位	备注
WO ₃	0.242	69.4~74.6	85.7	0.0194	假设定值
Sn	0.150	56.3~68.1	44.2	0.041	假设定值

用WO₃边界品位0.08%和0.010%、工业品位0.12%和0.15%，可采厚度0.8m、夹石剔除厚度2m两套工业指标试圈矿体和试算储量，得出表1-4-10所列结果。

某钨锡矿工业指标试算储量结果表

表1-4-10

方案	边界品位	工业品位	矿石量 (t)	平均品位(%)		金属量(t)		I—I'相对差(%)			备注
	WO ₃ (%)	WO ₃ (%)		WO ₃	Sn	WO ₃	Sn	矿石量	WO ₃	Sn	
I	0.08	0.12	1215312	0.242	0.150	2941	1823	0	0	0	假设定数
I'	0.10	0.15	994794	0.269	0.162	2676	1611.6	-18	-9.02	-11.6	假设定数

从上表数据分析，如果按剔除低品位矿石较多而金属损失量较少的原则来衡量，显然是I'方案优于I方案。

在对以上两方案储量计算结果进行经济分析时，按原矿试验结果，并采用扩大经济指标，分别计算单独开采钨或锡时的临界品位和经济品位为：(WO₃) a_0 为0.258%， a_j 为0.289%；(Sn) a_0 为0.390%， a_j 为0.428%。两种组份均不够单独开采价值，因此必须

考虑综合品位计算。

(1) 主、次品位划分

由于钨的品位相对于本矿种的参考工业指标较高、价值较大,故确定以钨为主要组分,将锡折算为钨。

(2) 折算起点确定

选矿试验结果表明,钨、锡尾矿品位均很低,因此凡单工程平均品位 $WO_3 \geq 0.08\%$ 、 $Sn \geq 0.10\%$ 者(即一般参考工业指标的边界品位)均可参与品位计算。

(3) 品位折算系数计算

根据假设的钨、锡精矿产品价格和选矿试验结果,采用产值法 1-4-17 公式,即

$$K_{Sn} = \frac{D_{Sn} \cdot S_n}{D_{WO_3} \cdot W_{O_3}} \\ = \frac{13850 \times 44\%}{10850 \times 85\%} \\ = 0.66$$

即每 1% 的 S_n 相当于 0.66% 的 WO_3 。

(4) 综合品位计算

按 1-4-19 公式, I 方案的综合品位 α_{m1} 为:

$$\alpha_{m1} = \alpha_{z1} + \sum_{i=1}^n K_i \alpha_{ci} \\ = 0.242 + 0.66 \times 0.15\% \\ = 0.341\% (WO_3)$$

II 方案的综合品位 α_{m2} 为:

$$\alpha_{m2} = 0.269 + 0.66 \times 0.162 \\ = 0.376\% (WO_3)$$

(5) 计算结果评价

根据以上综合品位计算结果, α_{m1} 和 α_{m2} 均大于 WO_3 的经济品位 0.289%。因此综合考虑钨、锡两种组份的价值,该矿具有开采价值。就 I、II 两套指标方案比较,尽管 I 方案平均品位较高,然而 I 方案 WO_3 综合平均品位亦高于经济品位,资源利用率较高,故为合理方案。

据此确定该矿床工业指标如下:

边界品位: $WO_3 0.08\%$;

综合工业品位: $(WO_3 + 0.66Sn) \% \geq 0.12\%$;

可采厚度: 0.8m;

夹石剔除厚度: 2m。

5) 适用条件

由于折算法确定综合品位的折算系数存在以下问题,使其应用范围受到一定限制:价格法仅考虑了产品价格,没考虑有用组份的回收效果和生产成本;产值法没考虑生产成本,盈利法虽然考虑了价格、回收情况和生产成本,但无法计算在不同的原矿品位条件下,产品的质量、价格和生产成本的变化情况,特别是在次要组份的产值与其成本相等时

(即 $D_{ci} = C_{ci}$, $K_i = 0$), 1-4-18式就无意义, 而实际上却仍具有回收价值。因此, 以上三种折算公式都不够完善。鉴于这种情况, 折算法计算综合品位成功的实例不多, 仅见于用 1-4-17式计算密切共生、并且用同一选矿流程可以获得两种产品的个别金银矿、钨锡矿和钽铌矿。另外折算法必须建立在地质方案法基础上, 并应以选矿试验结果为依据, 而且使用复杂, 故应用时应慎重。

2. 产值抵偿法

产值抵偿法, 是用次要组份的价值折价的办法, 以抵消矿石综合生产成本的一部分, 从而降低对主要有用组份临界品位要求的综合品位计算方法。

1) 计算公式

(1) 当矿产品按精矿折价时:

$$\alpha_{z0} = \frac{\beta'_z C - \sum_{i=1}^n \frac{1}{\beta'_{ci}} \alpha_{ci} D'_{ci} \varepsilon'_{ci} (1-\rho)}{D'_z \varepsilon'_z (1-\rho)} \quad (1-4-20)$$

(2) 当矿产品按精矿含金属量折价时:

$$\alpha_{z0} = \frac{C - \sum_{i=1}^n \alpha_{ci} D_{ci} \varepsilon'_{ci} (1-\rho)}{D_z \varepsilon'_z (1-\rho)} \quad (1-4-21)$$

(3) 当矿产品按金属锭折价时:

$$\alpha_{z0} = \frac{\beta''_z C - \sum_{i=1}^n \frac{1}{\beta''_{ci}} \alpha_{ci} (D''_{ci} - C_{mci}) \varepsilon'_{ci} \varepsilon''_{ci} (1-\rho)}{(D''_z - C_m) \varepsilon'_z \varepsilon''_z (1-\rho)} \quad (1-4-22)$$

式中

- α_{z0} ——以主要组份表示的综合临界品位, %或g/t;
- α_{ci} ——次要或伴生组份平均品位, %或g/t;
- β'_z, β''_z ——主要组份精矿或金属成品品位, %或g/t;
- $\beta'_{ci}, \beta''_{ci}$ ——次要或伴生组份精矿或金属成品品位, %;
- C ——每吨原矿生产成本, 元;
- C_m, C_{mi} ——每吨主、次组份冶炼产品成本, 元;
- D'_z, D_z, D''_z ——每吨主要组份精矿、精矿含金属量、金属成本, 元;
- $D'_{ci}, D_{ci}, D''_{ci}$ ——每吨次要组份精矿、精矿含金属量、金属成本, 元;
- $\varepsilon'_z, \varepsilon''_z$ ——主要组份选、冶回收率, %;
- $\varepsilon'_{ci}, \varepsilon''_{ci}$ ——次要或伴生组份选、冶回收率, %;
- ρ ——采矿贫化率, %;
- n ——次要或伴生组份种类数。

2) 算例

(1) 当 $n=0$, 矿石不含次要和伴生组份, 此时, $\alpha_{z0} = \alpha_0$, 即 1-4-20~1-4-22式分别与 1-4-1~1-4-3式等价, 算例从略。

(2) 当 $n \geq 1$, 矿石含一种以上的次要或伴生有益组份。如前例某钨锡矿, 当其 WO_3 与 Sn 精矿品位分别为 70% 和 60%、选矿回收率分别为 85% 和 44%。假设每吨钨精矿售价为 10850 元和精矿含每吨锡金属售价为 13850 元, 采矿贫化率 15%、每吨原矿综合生产成本 28.89 元。现分别计算 WO_3 的临界品位和综合临界品位。

按 1-4-1 式:

$$\begin{aligned} \alpha_0 &= \frac{\beta_1 C}{D_1 e_1 (1-\rho)} \\ &= \frac{72 \times 28.89}{10850 \times 85\% \times (1-15\%)} \\ &= 0.258\% (WO_3) \end{aligned}$$

由于 Sn 的产品按每吨纯金属折价, 所以 Sn 的每吨原矿产值为 $\sum_{i=1}^n \alpha_{ci} D'_{ci} e'_{ci} (1-\rho)$, 故采用

1-4-20 与 1-4-21 混和式:

$$\begin{aligned} \alpha_{20} &= \frac{\beta'_2 C - \sum_{i=1}^n \alpha_{ci} D'_{ci} e'_{ci} (1-\rho)}{D'_2 e'_2 (1-\rho)} \\ &= \frac{70\% \times 28.89 - 0.15\% \times 13850 \times 44\% \times (1-15\%)}{10850 \times 85\% (1-15\%)} \\ &= 0.159\% (WO_3) \end{aligned}$$

即以次要组分的产值锡抵消部分矿石综合成本后, 可将主要组份 WO_3 的临界品位由 0.258% 降至 0.159%。

3) 适用条件

(1) 当矿石次要或伴生有益组份产值所占比例不大时, 抵偿法较折算法考虑的因素全面, 并可简化综合工业指标内容和矿体圈定程序, 运用也较方便。但仍必须建立在可靠的选矿试验和地质方案法的基础上。

(2) 当矿石中次要和伴生组份较多, 产值比例较大时, 抵偿法易导致错误结论, 因此不宜采用。

例如某铜锡多金属矿, 矿石主要组份为锡, 次要组份为铜, 另外还伴生有锌、银、钨、钼及萤石等有益组份。经选矿试验证明, 这些组份均可获得合格精矿产品, 但每一种组份均不够单独开采价值, 因此采用综合指标。

由于矿床埋藏浅, 宜于露天开采, 确定其采矿贫化率为 4%。假设每吨原矿采选全部成本为 36.34 元, 每吨原矿综合产值为 49 元。该矿选矿试验结果及各种组份产值参见表 1-4-11。

若以抵偿法计算以锡表示综合临界品位, 因锡矿产品用精矿含金属计算, 故应采用 1-4-21 式。

某铜锡矿各种组份选矿试验结果及产值表

表 1-4-11

矿种	原矿品位 (%)	产 率 (%)	精矿品位 (%)	选矿回收率 (%)	每吨原矿中的 产值(元)	产值比例 (%)
Sn	0.39	0.94	40.55	45.82	19.06	38.12
Cu	0.288	1.18	15.4	65.06	7.82	15.64
Zn	0.39	0.37	39.97	34.31	0.60	1.20
WO ₃	0.085	0.03	73.85	25.78	2.80	5.60
Ag	40(g/t)		271~680(g/t)	18.25	2.09	4.18
S	5.02	9.47	36.25	74.15	2.35	6.70
CaF ₂	25.38	14.13	94.34	59.23	14.28	28.56

注：表中数据均为假设数。

即

$$\alpha_{zs} = \frac{C - \sum_{i=1}^n \alpha_{ci} D_{ci} \varepsilon'_{ci}(1-\rho)}{D_z \varepsilon_z(1-\rho)}$$

$$= \frac{36.34 - (15.64 + 1.20 + 5.60 + 4.18 + 6.70 + 28.56)\% \times 49}{13100 \times 45.82\% \times (1 - 4\%)}$$

$$= 0.104\% (\text{Sn})$$

由于 $\alpha_{zs} = 0.104\%$ 已低于主要组份锡的尾矿品位 (0.109%)，因此计算结果无意义。

3. 产值比例法

产值比例法，是按主要有用组份所分摊的矿石综合生产成本与其价值相等的原则，用以计算其临界品位的方法。

1) 计算公式

(1) 当矿产品按精矿产值比例计算时：

$$\alpha_{zs} = \frac{\beta'_z CV_z}{D'_z \varepsilon'_z (1-\rho)} \quad (1-4-23)$$

(2) 当矿产品按精矿含金量量产值比例计算时：

$$\alpha_{zs} = \frac{CV_z}{D_z \varepsilon'_z (1-\rho)} \quad (1-4-24)$$

(3) 当矿产品按金属锭产值比例计算时：

$$\alpha_{zs} = \frac{\beta''_z CV_z}{(D''_z - C_m) \varepsilon'_z \varepsilon''_z (1-\rho)} \quad (1-4-25)$$

式中 V_z ——主要有用组份产值比例，%；

其余各参数同 1-4-20~1-4-22 式。

2) 算例

如上述铜锡多金属矿, 按Sn的产值比例计算其综合临界品位, 用1-4-24式:

$$\begin{aligned}\text{即 } \alpha_{10} &= \frac{CV_i}{D'_i e'_i (1-\rho)} \\ &= \frac{36.34 \times 38.12\%}{13100 \times 45.82\% \times (1-4\%)} \\ &= 0.240\% (\text{Sn})\end{aligned}$$

经储量计算证明, 上述结果接近实际。

3) 适用条件

(1) 产值比例法比较客观地反映了矿石主、次有用组分的生产成本、回收效果和产值情况, 计算结果较符合实际, 并且使用也方便, 因此适合于一般情况下的综合品位计算, 具有较大的实用价值。

(2) 产值比例法亦必须建立在地质方案法和选矿试验基础上, 并且应合理地选取各项技术经济参数。

4.3.1.6 矿石工业类型和技术品级指标确定

1. 矿石工业类型指标确定

矿石工业类型指标的确定分以下两种情况:

(1) 根据矿石选矿试验结果, 按照矿石加工工艺要求对矿石进行的分类。此种分类不属于工业指标制定的工作范围, 但有时需要按不同工业类型分别制定工业指标。如金属硫化矿床的原生矿与氧化矿各是不同的工业指标。

(2) 根据既定的矿石加工工艺要求, 对矿石进行的分类, 如对金属硫化矿床, 按氧化率高低将矿石分为原生矿、混合矿、氧化矿; 对磁、赤铁矿床按磁性铁占有率高低划分为磁铁矿石、混合矿石、赤铁矿石以及按碱度的高低分类等。这种分类在工业指标制定时, 不必经过经济计算, 只须在工业指标内容中直接予以规定即可。

矿石工业类型应在可以分采、分选并能提高生产效益的前提下, 纳入下达的工业指标, 以分别圈定矿体和计算储量。

2. 矿石技术品级指标的确定

矿石技术品级指标适用于直接利用原矿的某些矿床。在工业指标制定过程中根据产品质量标准, 对同一种工业类型的矿石主要有用组分品位高低, 以及伴生有益、有害组份的种类和含量分等级予以明确规定。对于某些没有产品质量标准, 而必须通过选、冶试验, 才能合理确定其品级要求的矿床(如直接入炉冶炼的氧化铅锌矿石等), 则应经过技术经济分析确定。计算的原则和方法, 与前述有关品位指标计算相同。

4.3.1.7 矿石物理性质指标制定

由于它们都有通用的技术和质量标准。故在制定工业指标时, 直接将其列为工业指标的内容即可。

4.3.2 开采技术条件指标制定

4.3.2.1 可采厚度与夹石剔除厚度的确定

可采厚度与夹石剔除厚度是工业指标中开采技术条件方面的主要内容。它们主要取决

于采矿工艺要求, 并与矿体产状和矿化特征有密切关系, 在某种程度上反映了技术与经济两方面的特点。

1. 可采厚度确定

可采厚度的确定, 普遍采用经验法, 即根据不同开采方式和采矿方法及采装设备水平, 对不同矿种和不同产状的矿体厚度要求来确定。一般露天开采的厚度要求较地下开采大、陡倾斜矿体较缓倾斜矿体厚度要求小, 其一般参考指标见表 1-4-12。

可采厚度及夹石剔除厚度参考指标表

表 1-4-12

矿 种 名 称	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	露天开采(m)		地下开采(m)	
			可采厚度	夹石剔除厚度	可采厚度	夹石剔除厚度
铁 矿			2	1~2	1~2	0.5~1
锰 矿	0.5~0.7	0.3~0.5				
钨、钽、铌矿	0.5~1.0	0.5~1.0				
一般有色、贵重、稀有金属矿			2	2~4	0.8~1.2	2
铝 土 矿	0.5~0.8	0.5~0.8				
一般化工矿产			2	1~2	0.7~1	1~2
天 然 碱	0.3~0.5	0.5				
水泥用灰岩			4~8			
一般非金属矿产	0.5~1.0	0.5~1.0				
金 钢 石	0.2~0.6					
一般冶金辅助原料矿产	1~2	1~1.5				
耐火粘土矿	0.5~1.0	0.3~0.5				

另外, 在某些矿体产状和厚度变化大的矿床, 当其矿体厚度的大小成为工业指标确定的突出矛盾时, 也可在地质统计分析基础上, 以不同厚度指标与品位指标方案, 共同参与经济比较的方法。例如, 在制定某大型汞矿的工业指标时, 就曾以可采厚度 0.8m、1.0m 和 1.2m 三个指标, 分别与汞的边界品位 0.04%、0.05% 和工业品位 0.08%、0.10% 配成几套指标方案, 进行地质方案分析和经济比较, 最后确定边界品位为 0.05%、工业品位 0.08%、可采厚度 1m 及夹石剔除厚度 2m 的指标为储量计算依据。

2. 夹石剔除厚度的确定

夹石剔除厚度主要取决于开采方式、采矿方法和采装设备水平, 同时也与矿化特征有关。确定夹石剔除厚度原则是要保证废石在开采过程中能予剔除或留作矿柱, 以避免和减少采矿贫化, 同时也应保证矿体的完整性, 避免矿体圈定和连接的复杂化。夹石剔除厚度指标的确定以经验法为主(一般参考指标参见表 1-4-12), 另外也有用统计法和地质方案法确定夹石剔除厚度的情况。

4.3.2.2 工业米百分值的确定

工业米百分值（贵金属矿床为米克吨值），是矿床开采对薄脉状矿体的品位与厚度要求。确定工业米百分值的方法较为简单，即在工业品位与可采厚度指标已经确定的基础上，以两者的乘积表示。

4.3.2.3 无矿地段剔除长度的确定

无矿地段剔除长度是对岩金矿床的一项工业指标要求，也偶见于某些脉钨和脉锡矿床。它一般是根据沿脉探矿巷道揭露脉体，沿走向矿化连续情况，按照开采时能对无矿地段单独剔除或留作矿柱的要求确定的。确定该项指标时，应考虑尽量减少开采贫化，并保持矿体沿倾向的连续完整性。例如，岩金矿地质勘探规范规定：无矿地段剔除长度，在上下坑道对应时为10~15m，不对应时为20~30m。

4.3.2.4 含矿系数的确定

1. 体含矿系数（或含矿率）

1) 计算法

(1) 直接计算

按照从整个含矿层（体）中，经过洗矿或手选及其它选矿方法得出精矿产品，以每吨原矿的产值不低于生产成本的原则，直接计算其含矿率指标。

(2) 间接计算

对某些适于露天开采的堆积型铝土矿床，矿石与夹石混杂成松散堆积体，一般不需凿岩爆破即可直接采装，但需进行洗矿才能成为商品矿石。其节约的凿岩爆破费和增加的洗矿费，大致与层状铝土矿要经凿岩爆破而不经洗矿的费用相当。据此可用境界剥采比和平均剥采比近似地求得边界与工业（块段平均）含矿率。其计算公式为：

$$K_b = \frac{1000}{N_j} d \quad (1-4-26)$$

$$K_g = \frac{1000}{N_p} d \quad (1-4-27)$$

式中 K_b ——边界含矿率， kg/m^3 ；
 K_g ——工业含矿率， kg/m^3 ；
 N_j ——境界剥采比， m^3/m^3 ；
 N_p ——平均剥采比， m^3/m^3 ；
 d ——矿石体重， t/m^3 。

如某铝土矿石体重为 $2.8\text{t}/\text{m}^3$ ，境界剥采比和平均剥采比分别为15和10，其含矿率按1-4-26式计算：

$$\begin{aligned} K_b &= \frac{1000}{N_j} d \\ &= \frac{1000}{15} \times 2.8 \\ &= 186\text{kg}/\text{m}^3 \approx 200\text{kg}/\text{m}^3 \end{aligned}$$

按1-4-27式：

$$\begin{aligned}
 K_g &= \frac{1000}{N_p} d \\
 &= \frac{1000 \times 2.8}{10} \\
 &= 280 \text{ kg/m}^3 \approx 300 \text{ kg/m}^3
 \end{aligned}$$

2) 类比法

根据矿床的具体条件与已开采的同类矿床进行对比, 以选取其含矿率指标。各类矿床含矿率参考指标见表 1-4-13。

含矿率指标参考表

表 1-4-13

矿床类型	块状铁矿 (%)	堆积型铁矿 (kg/m ³)	堆积型锰矿 (%)	堆积型铝土矿 (kg/m ³)	粘土矿 (kg/m ³)	石棉矿 (%)	石膏矿 (%)	云母矿 (kg/m ³)
含矿率	>0.4	300	≥20	300	3~5	0.2~0.4	15~25	1.5~6

2. 线含矿系数 (厚度含矿系数)

线含矿系数一般用于含矿体中的单个矿体规模小、相邻工程不易对应连接的复杂矿床, 如某些汞、铋矿床。线含矿系数的确定, 应按照矿化富集规律和矿体产出特征, 结合探矿工程见矿情况, 在含矿层 (带) 中先圈定含矿体界线, 然后分别计算单项工程工业矿体厚度与含矿体厚度之比 (即工程线含矿系数), 再求各含矿体的平均 (线) 含矿系数。其取值高低, 除应充分反映矿化特征, 还应满足开采的经济需要。

4.3.2.5 剥采比的确定

对适于露天开采的某些矿床, 如化工灰岩、铝土矿等, 其工业指标中, 往往需要制定剥采比要求。其具体计算方法详见本手册采矿卷有关章节。

4.3.2.6 其它开采技术条件指标的确定

其它开采技术条件指标, 如开采最低标高、露天边坡角、爆破安全距离、开采底盘最小宽度等, 仅见于水泥原料、玻璃原料等矿床的工业指标中, 它们均按采矿工艺要求确定。

4.3.3 工业指标方案的制定

以上所列工业指标的确定方法, 均是针对单项具体指标的, 它们是全面和系统制定每个矿床工业指标的基础和准备工作。只有对单项指标进行全面的地质和技术经济分析, 协调它们之间的关系, 才能构成完整的矿床工业指标体系。

目前使用的工业指标方案的系统制定方法, 可分为常规的技术经济综合方案法和运用电子计算机作辅助手段的合理 (优化) 边界品位方案法两类。

4.3.3.1 技术经济综合方案法

技术经济综合方案法, 是在地质方案法的基础上, 模拟未来的矿山生产过程, 在两个以上工业指标方案试圈矿体和试算储量的基础上, 进行各项生产技术经济指标的分析比较, 最终选取资源利用率高和投资效益高、生产成本低、产量和利润大的方案, 作为上报

工业主管机关的推荐矿床工业指标。

1. 步骤

(1) 在地质勘探单位提供的地质资料基础上, 根据矿床具体条件, 经过对基本分析样品的统计分析, 参照一般参考工业指标或类似矿床的工业指标, 拟定两个以上 (一般以不少于三个) 指标方案, 每个方案均应包括各项基本指标内容;

(2) 用拟定的各指标方案试圈矿体和试算储量, 并对其结果进行地质的分析对比和初步的经济计算, 提出对工业指标选定的初步意见。如上述步骤已由地质勘探单位进行, 则只须对所提供的方案对比资料进行分析鉴定, 而后直接转入下一步骤;

(3) 根据各指标方案圈定的矿体产出特征、埋藏条件, 以及计算的储量, 结合矿床开采条件, 拟定未来矿山企业的生产规模、产品方案和服务年限;

(4) 根据矿山选、冶试验结果和类似的矿山企业生产情况, 选取与计算有关的技术经济指标;

(5) 估算矿山基本建设投资, 并按国家规定, 确定投资来源、贷款方式、利率及投资偿付办法和期限;

(6) 计算矿山企业生产经济效益;

(7) 进行各工业指标方案的技术经济分析对比;

(8) 选择最佳方案为推荐工业指标方案;

(9) 编写推荐工业指标意见 (报告), 报上级审批下达。

2. 报批“推荐工业指标意见 (报告) 书”的主要内容

1) 前言

2) 推荐方案

推荐的工业指标方案内容, 及各项指标的应用原则或使用说明。

3) 推荐依据

(1) 矿床地质及勘探工作简况;

(2) 矿石加工技术试验结果;

(3) 不同指标方案的矿体试圈、储量试算结果及其说明;

(4) 选用的采矿方法、选冶工艺流程的说明;

(5) 技术经济分析结果。

4) 存在问题及处理意见

3. 算例

为说明技术经济综合方案法的步骤和作法, 现根据某矿床地质特征, 系统假设一套矿体品位和采、选、冶技术经济指标参数, 按技术经济综合法的要求和步骤制定该矿工业指标。

1) 矿床地质及勘探工作概况

某矿为一大型中低温热液硫化多金属矿床, 主要有用组份为A、B两种, 属第Ⅰ—Ⅱ勘探类型。矿体呈似层状产于浅变质岩系中的结晶灰岩和条带状黑云母石英片岩中, 主矿体走向延长达1350m, 倾斜延深达510m, 平均厚度9.8m, 有分枝现象, 厚度变化系统为84%。矿体倾角约80°, 产状与围岩一致。

矿石中主要金属矿物为A矿物、B矿物并伴生C矿物可供综合回收利用。脉石矿物为方解石、黑云母、石英。矿化连续性好,有用组份分布较均匀、品位变化系数:A组份为92%、B组份为60%。矿石具自形、半自形晶粒结构,条带状、浸染状和块状构造。矿体与围岩界线较清楚。氧化带不甚发育,氧化矿石量仅占总矿石量4%。矿石选矿试验结果见表1-4-14。

某矿石选矿试验结果表(%)

表1-4-14

有用组份	原矿品位	精矿品位	选矿回收率	尾矿品位
A	0.94~1.10	48~50	70~71	0.12
B	5.26~6.00	60	92~93	0.15

矿床详细勘探已基本结束,勘探程度及有关地质资料已能满足制定工业指标的要求。

2) 工业指标制定的步骤

(1) 地质分析及指标方案确定

经过对该矿三个主要矿体900m标高以上的7600个基本分析样品的统计分析,并绘制品位频数图,品位呈不典型的正态分布。A的品位转折点在0.3~0.5%之间,B的品位转折点在0.5~0.8%之间。此即为边界品位可能存在的范围。

参照邻近的已勘探的类似矿床工业指标为储量试算的中间方案,并结合本矿床的具体情况再分别确定高方案和低方案,以便考察使用不同边界和工业品位时,矿体圈定和储量、品位的变化情况。其指标内容详见表1-4-15。

工业指标方案表

表1-4-15

指标方案	边界品位(%)		工业品位(%)		可采厚度(m)	夹石剔除厚度(m)
	A	B	A	B		
低方案	0.3	0.5	0.5	1.0	1	2
中方案	0.5	0.8	0.7	1.2	1	2
高方案	0.7	1.0	1.0	1.5	1	2

(2) 矿体试圈和储量试算

根据以上三套指标方案,进行矿体试圈后,各方案圈定的矿体形态、产状、分布范围,以及连续完整性等均无大的差别,储量的相对变化也不大(详见表1-4-16)。

由表1-4-16可知,工业指标的变化,对储量计算结果的影响不大。相对而言,中方案比低方案剔除矿石量较高方案比中方案多,A与B金属量损失较小,因此中方案成为正式工业指标的可能性较大。此外,三个方案的平均品位均较一般参考指标高,而且储量都具有相当大的规模,因此已具备进行技术经济分析的条件。

(3) 可能的矿山生产规模和服务年限

工业指标方案储量试算结果表

表 1-4-16

方案名称	矿石量 (万吨)	品位(%)		金属量(t)		相对差(%)		
		A	B	A	B	矿石量	A	B
低方案	1927.6	1.11	6.12	213678	1180609	0	0	0
中方案	1770.5	1.19	6.66	209977	1179168	-9.15	+1.13	-9.1
高方案	1669.7	1.25	7.02	209189	1171943	-13.38	-2.10	-9.3

按表 1-4-16 所列储量,三个方案均可建设 2000t/d 即 66×10^4 t/a 大中型矿山,其生产服务年限分别为 28 年、25 年和 24 年。

(4) 各项技术经济参数选取

根据矿床地质条件、矿体产出和埋藏特征,生产时可能用地下开采方式、分段空场与深孔留矿法采矿,其贫化率和损失率分别设为 14% 和 18%。

按选矿试验结果,有 A 和 B 两种精矿产品,精矿品位 A 为 50%, B 为 60%;选矿回收率 A 为 70%、B 为 92%,如其精矿含金属每吨的价格各为 1510 元和 1040 元,每吨原矿的全部生产成本为 35.33 元。

(5) 基建投资估算

如按年产每吨原矿 166.7 元估计,矿山生产规模为 66×10^4 t/a 时,基建总投资约 11000 万元;按银行贷款、十年内还清的要求,贷款年利率为 9.036%,以复利计算;

按有关规定,有色金属矿山年税率按 5% 计算。

(6) 各方案的矿山企业生产经济效益计算

按矿山企业生产经济效益的分项计算;各方案的产品质量、产量、生产成本、产值、盈利情况及其对比结果见表 1-4-17 第 3、4、5、7、8、9 项;各方案投资收益率、投资回收期及资源利用率及其对比情况,见表 1-4-17 第 10、11 项。

(7) 综合分析的推荐意见

由于矿床矿化连续性好,矿体与围岩界线较清楚,三个方案的矿量、品位、金属储量、资源利用率和矿体形态等,均无大的差别,表明工业指标的变化对矿床储量及产出特点的影响不大;

鉴于上述原因,以三个方案为基础分别拟定的矿山规模相同、仅服务年限以低方案稍长;生产经济效益以中方案总盈利最多,并且每生产一吨金属多盈利 54.5 元;低方案则亏损 380.87 元;高方案总盈利、年产 A、B、C 金属量均较中方案少,故以中方案企业经济效益为最优;

无论按静态或按动态计算,中方案的投资收益率较中方案提高的幅度和投资回收期缩短的幅度,都较从中方案改为高方案的幅度更大,因此中方案的投资效益最好;

另外,考虑到该矿将与临近的某矿区露天开采后的剩余矿体统一进行地下开采,为避免资源评价和利用上的矛盾,也宜采用与其一致的工业指标(即中方案)。

综合上述,故决定推荐中方案,即边界品位: A 为 0.5%, B 为 0.8%,工业品位: A 为 0.7%, B 为 1.2%,可采厚度 1 m,夹石剔除厚度 2 m 为该矿区储量计算工业指标。

(8) 编写推荐工业指标的报告

工业指标方案综合技术经济效益表

表 1-4-17

序号	项 目 名 称		低指标方案	中指标方案	高指标方案
1	工业 储 量	矿石量(t)	19276000	17705000	16697000
		平均品位 (%)	A矿石	1.11	1.19
			B矿石	6.12	6.66
		金属储量 (t)	A矿石	213678	209977
			B矿石	1180609	1179168
		相对差(%)	矿石量	+8.87	0
			平均品位	A矿石	-6.12
				B矿石	-8.11
			金属储量	A矿石	+1.76
				B矿石	+0.12
				0	0
				0	0
2	采出 矿石	矿石量(t)	18503000	16897000	16030000
		平均品位(%)	A矿石	0.9469	0.9883
			B矿石	5.2316	5.5500
		金属量(t)	A矿石	176216	167982
			B矿石	968009	943334
3	金属 产量	年产量(t)	A矿石	4374.7	4599.6
			B矿石	31766.3	33882.8
		总产量(t)	A矿石	122651	118427
			B矿石	890651	872584
		总产量相对差 (%)	A矿石	+3.57	0
			B矿石	+2.07	0
4	采选 主要 技术 指标	生产规模(t/a)	660000	660000	660000
		服务年限(年)	28.04	25.75	24.29
		采矿方法	分段空场与深孔留矿法		
		采矿贫化率(%)	14	16	18
		采矿损失率(%)	18	20	22
		选矿回收率 (%)	A矿石	70.0	71.0
			B矿石	92.0	93.0
		精矿品位(%)	A矿石	50.0	50.0
			B矿石	60.0	60.0
		每产一吨金属所 需原矿(%)	A矿石	150.9	138.4
			B矿石	20.8	19.5

续表

序号	项 目 名 称		低指标方案	中指标方案	高指标方案
5	生产 成本 指标	每吨原矿采矿成本(元)	16.75	17.09	17.48
		每吨原矿选矿成本(元)	14.41	14.70	14.99
		每吨原矿管理费(元)	4.17	4.17	4.17
		每吨原矿采选总成本(元)	35.33	35.96	36.59
		每吨金属成本 (元)	A 矿石 828.23 B 矿石 570.41	795.72 548.02	786.90 541.94
6	产品 价格	每吨精矿含金属 价格(元)	A 矿石 1510 B 矿石 1040	1510 1040	1510 1040
7	年 经 济 核 算	年生产成本(万元)	2331.78	2373.36	2414.94
		年AB产值(万元)	3964.27	4218.19	4360.45
		年C产值(万元)	221.10	224.40	228.60
		年总产值(万元)	4185.37	4442.59	4589.05
		年利润(万元)	1853.59	2069.23	2174.11
		年利润相对差(%)	-10.40	0	+5.07
8	总 经 济 核 算	总生产成本(万元)	65378.17	61121.21	58553.77
		总产值(万元)	117357.77	114396.69	111468.02
		总利润(万元)	51979.60	53275.48	52814.25
		总利润相对差(%)	-2.43	0	-0.87
9		多产一吨金属成本(元)	1420.87	985.60	0
		盈亏值(元)	-380.87	+54.40	0
10	投 资 效 益	投资收益率 (%)	静 态 15.86 动 态 10.03	17.80 11.99	18.74 13.44
		投资返本期 (年)	静 态 6.31 动 态 9.97	5.62 8.34	5.33 7.44
11	资源利用率(%)		100	99.6	99.11

该报告编写内容和格式要求详见前段所述,具体内容从略。

4. 适用条件

(1) 由于技术经济综合方案法兼顾了地质和技术经济两种方案及矿产资源合理开发利用的有关主要问题,进行了较全面、深入的分析研究,确定的工业指标较准确,因此,较长时间以来,该法一直是我国大、中型矿床储量计算工业指标制定的主要方法。

(2) 由于该法所涉及的资料多、工作深度大,因此必须建立在矿床勘探阶段所取得的地质资料基础上。

(3) 该方法在具体使用时,必须了解矿山生产过程,并掌握其主要的技术经济参数和

有关扩大指标。必要时，应有采矿、选矿、技术经济专业参加协作。

4.3.3.2 合理（优化）边界品位方案法

合理（优化）边界品位方案法，是运用地质统计学原理，以电子计算机为工具，在确定矿床地质模型和经济模型的基础上，用克里格法计算出不同边界品位值的储量，然后进一步用动态计算方法，通过不同边界品位方案储量的生产经济效益和投资效益的比较，选择最佳方案为工业指标。这种方法确定的工业指标只有一个浮动的边界品位值，因此在工业指标内容及其使用原则上，均与常规的方法不同，甚至概念上也有较大差异。其具体计算结果，往往做为采矿系统工程的中期产物，被编入开采方案优化设计的体系之中，而不单独输出和使用。其具体的原理、方法、步骤和实例详见第十章第10.6节。

第五章 储量计算与矿石质量统计分析

编写单位 长沙有色冶金设计研究院

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

长沙黑色冶金矿山设计研究院

编写人 陈遵源 王跃平 林 参 莫全伟 杨学敏

5.1 储量计算

5.1.1 储量计算的任务和基本要求

5.1.1.1 储量计算的任务

矿山设计的储量计算是在地质勘探所提交储量的基础上,按照开采设计的要求,对地质储量进行分配和计算,以便为矿山设计的采、选(冶)方案、生产规模和有关技术经济指标的确定,提供直接的资料依据。

按照矿床开采的不同要求,矿山设计的储量计算的具体任务如下。

1. 露天开采储量计算

(1)计算露天开采范围(境界)内各开采阶段的不同储量级别、不同矿石类型和品级的矿石量和品位。有色金属矿床,还需计算金属量或金属氧化物量。

(2)黑色金属矿床,需计算露天开采范围内各阶段岩石量(包括表土)、夹石和近矿围岩品位。

2. 地下开采的储量计算

(1)计算各地下开采阶段不同储量级别、不同矿石类型和品级的矿石量以及品位。有色金属矿床,还应计算金属量或金属氧化物量。

(2)黑色金属矿床有时需要分矿房和矿柱计算各开采阶段的矿石量。

(3)黑色金属和辅助原料矿床有时需计算开采阶段内夹石(层)和近矿围岩品位。

3. 保安矿柱储量计算

为保护地面建筑物、工业设施、文物古迹以及河流、水库等不致因为矿床开采而受到破坏,往往需要预留保安矿柱,此时应单独计算其储量。

5.1.1.2 储量计算的基本要求

(1)矿山设计中的储量计算,应根据矿床地质特征和地质勘探时的储量计算成果,按照开采设计所确定的开采境界、开采阶段、采场布置等要求,在矿山设计初期进行。

(2)储量计算方法的选择,应符合矿床的矿化特征,并在保证计算精度的前提下,力求简便、实用。

(3)储量计算的参数,应尽可能与地质勘探阶段的储量计算参数一致,以便两者的计算结果进行检查、对比。

(4)设计时的储量计算结果应与地质勘探报告提交的储量进行对比。在储量计算工业指标、矿岩体重和计算范围相同的情况下,各种常用储量计算方法的储量允许误差,一般不得超出以下范围:

矿石量允许误差为 $\leq 3 \sim 5\%$ 。当计算方法相同时取下限,计算方法不同时取上限。采用分配法时,矿石量允许误差应 $\leq 1\%$ 。铝土矿的矿石量允许误差为 $\leq 7\%$ 。

主要有用组份的品位允许误差为 $\leq 3 \sim 5\%$,金属及金属氧化物量的误差不应大于 5% 。

(5)当储量计算结果的误差超出上述允许范围时,应找出产生误差的原因,并进行处理。如系计算方法选择不当所致,则应返工重算。如系面积测定、品位分段组合和计算方法不同等原因产生的系统误差在 $10 \sim 15\%$ 以内时,应采用平差的办法消除;大于 $10 \sim 15\%$ 时,需重新检查计算方法及参数确定本身的合理性,直至返工重算。如为个别块段和局部的计算错误,则应改正。如经反复检证,确系原地质报告储量计算的错漏,则应加以特别的说明。

5.1.2 常用储量计算方法分类

矿山设计中的储量计算方法,可分为常用计算方法和地质统计学方法两大类。其中,地质统计学的储量计算方法详见本篇第十章。常用的储量计算方法中有分配法、剖面法、地质块段法,以及某些情况下的开采块段法等。

为了提高储量计算的工作效率,目前已普遍采用与各种常用计算方法配套使用的袖珍计算机的计算程序。同时,在我国矿山设计工作中的许多情况下,储量计算已不作为一个单独的工作阶段存在,而作为采矿设计系统工程的一部分,编入了以地质统计学原理为基础、大型电子计算机为手段的露天或地下开采最优化设计的软件包之中。

为便于常规储量计算,本节主要介绍常用计算方法及与之配套使用的一种袖珍计算机计算程序(PC-1500机,BASIC语言程序)。各种计算方法及其程序编号见表1-5-1。

表列GGRCP 9个程序中,GGRCP-1A、1B、1C为通用数据处理程序,GGRCP-2A、3A、3A、4A、5B、6A、7A为不同储量计算方法的计算程序。由于采用了“全屏式”对话结构,输入所需原始数据后,回答屏幕提示即可。该程序结构简单、操作方便,易于掌握和使用。

5.1.3 储量计算参数的确定

设计中的储量计算以分配法为主,有时也采用一般的储量计算方法。但不论何种方法,储量计算时都必须确定以下几个基本参数。

5.1.3.1 面积的确定

储量计算剖面图、平面图上矿体面积或矿体阶段面积的测定方法,有求积仪法、几何图形法及方格纸法。矿体边界以直线连接,构成多边形时,多采用几何图形法,其它情况一般则常用求积仪法测定,方格纸法很少使用。也可输入见矿工程座标,通过计算机自动计算面积,或在图纸上,用面积测量仪计算测定。

常用储量计算方法及其程序编号表

表 1-5-1

储量计算方法		程序编号	备 注
单项工程数据处理程序		GGRCP-1A	用于原始数据编辑
分矿体、矿石类型或品级加权计算平均品位程序		GGRCP-1B	按单个工程(样品段)组合
阶段平均品位计算程序		GGRCP-1C	按阶段高度组合
分配法储量计算程序	横剖面面积分配法	GGRCP-2A	用于阶段储量计算
	纵、水平投影体积分配法	GGRCP-3A	同 上
剖(断)面法储量计算程序	水平断面法储量计算程序	GGRCP-4A	用于水平勘探法勘探的矿床
	垂直平行剖面法	GGRCP-5A	用于多组分、多矿石类型按阶段计算
块段法储量计算程序	地质块段法	GGRCP-6A	不分阶段计算
	开采块段法	GGRCP-7A	按开采块段及阶段计算

各种面积测定方法所测得的矿体阶段面积之和,与地质储量表中矿体剖面或投影面积不可能完全一致,这是由于图纸的收缩、测定的精度以及人为因素综合产生的。所出现的误差,总的来说,属于系统误差,因此一般应采用平差的办法消除,以避免误差累积,而影响阶段储量计算的准确性。

用分配法计算储量,由于只是利用面积比(或体积比)进行计算,因此如参加计算的为投影面积,也不必换算为真面积。

5.1.3.2 平均品位的确定

平均品位用算术平均法或加权平均法确定。从设计工作的实践看,除取样长度、取样间距相等或矿化均匀情况下采用算术平均法外,基于金属量平衡的原则,都考虑不同的加权因素,以加权平均法计算各种平均品位。

1. 工程平均品位的计算

设计中所计算的是勘探工程中某一段的样品组合品位,即各阶段区间所切取的样品段的品位,一般有下列几种情况:

- (1) 当取样长度基本一致时,使用算术平均法。
- (2) 当取样长度不一致时,使用长度加权计算平均品位。如矿化均匀,加权平均品位与算术平均品位差别不大,也可使用算术平均法。

2. 剖面平均品位计算

计算剖面上由几个工程控制的阶段截面的平均品位,有下列几种情况:

- (1) 勘探工程的间距大致相等,或由不同方向的工程控制,品位分布较均匀时,以各工程的见矿长度加权计算。
- (2) 当勘探工程的间距和工程见矿长度相差较大,或者工程数量少,品位变化大时,则采用以各工程所影响的面积加权计算,即

$$C_m = \frac{\sum_{i=1}^n C_i S_i}{\sum_{i=1}^n S_i} \quad (1-5-1)$$

式中 C_m ——阶段剖面平均品位，%；

$\sum_{i=1}^n C_i$ ——阶段内各单项工程平均品位，%；

$\sum_{i=1}^n S_i$ ——单工程在阶段内控制影响的面积， m^2 。

(3) 阶段内块段平均品位计算

均采用阶段剖面面积加权平均法计算。

(4) 阶段平均品位计算

以阶段内块段矿石量加权计算求得。

由于按阶段对工程中样品进行重新组合计算，因而设计中所计算的矿体平均品位，与地质勘探资料总是有差别的，在金属储量上也有一定的差值。一般，在计算精度要求范围内，可以不作修改。如果超出精度要求范围，而且采用的品位计算方法是合适的，则考虑属于系统误差，应予消除。即将金属量的差值按比例分配到阶段，而相应求得修正后的平均品位。

5.1.3.3 平均厚度的确定

设计的储量计算，只是在以体积比分配阶段储量的计算方法中才需用平均厚度，而且，由于采用投影面积，所以相应的用水平或铅直平均厚度参与计算。

阶段内块段平均厚度的计算，一般采用算术平均法。在纵投影分配法中，当阶段内工程数量少、矿体厚度变化较大时，则应结合阶段平面图，统计矿体平均水平厚度，且以相邻两阶段的平均值参加计算。

5.1.3.4 矿石体重的确定

设计中的储量计算，一般直接利用地质报告储量表中的体重值，且大多数情况下，体重值并不在计算中出现。少数情况下，如由于采选设计的需要而重新划分品级，或者不同矿石类型体重值有一定差别，而勘探阶段未分别计算时，才需要计算不同矿石类型、品级的平均体重。

平均体重的计算方法，可以按某一矿石类型或品级的实测小体重值，用品位加权法计算，当体重大小与品位高低呈消长关系时用回归分析法计算。

5.1.3.5 特高品位及特大厚度的确定及处理

1. 特高品位的确定及处理

特高品位样品多出现在组分不均匀或极不均匀的矿床，具有相对的偶然性，但由于它的存在使平均品位增高，因此一般均应进行合理处理。

1) 特高品位的确定

(1) 经验法(类比法), 是根据矿床的矿化特征和品位变化程度, 与已开采的类似矿山的经验数据进行对比加以确定。或根据一些矿床的一般经验所定出的衡量特高品位的参考标准, 进行对比后确定, 参考标准见表 1-5-2。

特高品位最低界限参考表

表 1-5-2

矿床特征	品位变化系数(%)	特高品位高出平均品位的倍数
品位分布很均匀的沉积矿床	<20	2~3
品位分布均匀的沉积矿床及变质矿床	20~40	4~5
品位分布不均匀的有色、稀有金属矿床	40~100	8~10
品位分布很不均匀的有色、稀有、贵金属矿床	100~150	12~15
品位分布极不均匀的有色、稀有、贵重金属矿床	>150	>15

(2) 品位频率曲线法, 对全部样品按合适的品位级别进行统计, 编制品位频率曲线图来确定特高品位。一般情况下, 此种曲线为不对称正态曲线, 曲线左方较陡, 右方较缓, 其第一次出现极低值处的品位(5%)即为特高品位的下限值。见图 1-5-1。

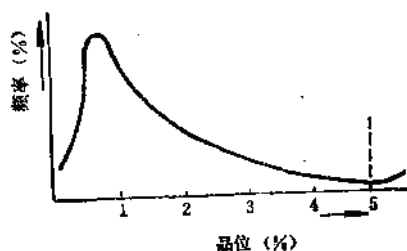


图 1-5-1 品位变化频率曲线图

此外, 还有其它一些方法, 如公式法、包尔德列夫法、贝乌斯法等, 但这些方法大都缺乏实践经验总结。从上述各种方法的特点看来, 以品位频率曲线法较为合适, 因为该法以矿体实际抽样成果的统计分析为基础, 以品位频率曲线的变化点为鉴定标准, 体现了从偶然性的角度来判别特高品位的基本原则, 方法简单直观, 较其它方法更能接近矿床实际情况。

2) 特高品位的处理

当矿床中出现特高品位的样品, 经过检查证实并非由于取样、样品加工或化验差错产生, 而是由于矿化不均匀所造成时, 则应进行处理。处理方法一般有以下几种:

(1) 在计算平均品位及储量时, 特高品位不参加计算, 用不包括特高品位在内所计算的工程或块段平均品位来代替特高品位;

(2) 用包括特高品位在内所计算的工程或块段平均品位来代替特高品位;

(3) 用特高品位相邻的两个样品品位的平均值代替特高品位;

(4) 用工程或块段中扣除特高品位后的普通样品的品位最高值来代替特高品位;

(5) 用特高品位的下限值来代替特高品位。

在上述各方法中, 第二种方法(用包括特高品位在内所计算的工程或块段平均品位来代替特高品位)考虑了特高品位存在的客观性, 其代替值一般为其它几种方法的中间值, 因而较为合理。

2. 特大厚度

在铝土矿床中, 探矿工程见矿厚度等于矿区(段)平均厚度二倍以上者, 称为大厚度工程, 其矿体厚度称为大厚度。这种大厚度多出现在岩溶地区的溶斗部位, 具有偶然性。由于溶斗直径小、深度大, 开采困难, 而对储量影响极大。为使储量符合实际, 必须对大厚度进行处理。全国矿产储量委员会制定的《铝土矿地质勘探规范》(试行)规定: “当矿区内出现大厚度时, 应根据具体情况慎重处理”。大厚度的处理方法, 一般是以包括大厚度在内的块段平均厚度代替大厚度, 再进行储量计算。

5.1.3.6 PC-1500袖珍计算机品位数据处理程序

1. GRCPC-1A 单项工程数据处理程序

本程序的功能是将储量计算所需的各个探矿工程的测量、采样化验分析等资料, 以人机对话的方式输入计算机。为保证计算过程中数据准确无误, 它还可以对输入数据提供显示、修改、补充、删除等操作, 并处理特高品位。最后以数据文件方式存放入磁带中, 供计算使用。

1) 数据准备

(1) 工程座标, 如钻孔的开孔座标X、Y、Z。

(2) 工程测量数据, 如方位角、倾角、测量长度, 等等。

(3) 样品分析数据, 如样品长度、各组份的品位化验值及样品的其它特征参数。样品特征参数对应于每一个样品的编码(Sample Code), 用它来区分矿化与非矿化、不同的矿石类型或不同的品级等。无矿化的样品以0表示, 矿体、矿石类型、品级, 分别以大于0的正整数表示。例如某钻孔有10个铜样品, 其中第4~8个样品圈入矿体, 可按表1-5-3表示。

样品特征参数与对应编码关系表

表 1-5-3

样 号	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
品 位	0	0	0.01	1.2	0.9	1.1	1.5	1.3	0.02	0
编 码	0	0	0	1	1	1	1	1	0	0

2) 程序使用方法

运用本程序时, 出现下列提示, 可根据提示的要求回答。其中“>”符号表示计算机屏幕提示。

(1):

>Drill hole No.? (钻孔号码?)

>Drill hole coord.X: ? (钻孔X座标?)

>Drill hole coord.Y: ? (钻孔Y座标?)

>Drill hole coord.Z: ? (钻孔Z座标?)

>Element numbers: ? (组份数目?)

>Element 1 name ? (第1组份名?)

(2):

>Survey numbers=? (钻孔的测量次数?)

>Direct angle I=? (第1项测量的方位角?)

>Dip angle I=? (第1项测量的倾角?)

>Depth I=? (第1项测量的长度?)

.....

>Edit survey data? Y/N (编辑测量数据吗?) N↙则转(3), Y↙

则:

>Survey numbers=2? (有两次测量对吗?。注:假定的) N↙则: >New value=? (新的值是多少?)

>Direct angle I=0.0 (第1项测量的方位角为0.0度?) N↙则: >New Value=?

>Dip angle I=90.0? (第1次测量的倾角为90.0度?) N↙则: >New Value
.....

>Modify, Again? Y/N. (继续修改吗?)

当输入过程中有错误,如输错、漏输、输多等,可以在这种状态修改,直到正确为止。

(3):

>Sample numbers=? (样品数目?)

>Sample code(I)=? (样品编码?)

>Sample length(I)=? (样品长度?)

>Element(I)=? (第I组份的品位?)

注:样品数应从孔口算起,如未采样,又无矿化,可将其品位为零。

>Edit sample data? Y/N (编辑样品数据吗?)

N↙转(4)

>EDIT(Q/I/L/D)

EDIT是样品编辑状态,有以下几种选择命令。

Q:退出命令。

L:显示命令

>Display position from? (显示位置从?)

>TO? (到?)

操作时,将输入的内容依次按指定范围显示,而且还提供一个修改操作,即显错误数据时,可随时键入C↙,请求修改:>New Value=?

如数据正确,可回车或键入Y↙。

I:插入命令

>Insert position: (加入位置?)

>Insert number: (加入数目?)

当漏掉数据时,可以用这个命令来补充,将那些漏掉的数据补进去。

D:删除命令。

>Delete position from? (删除位置从?)

>TO? (到?)

该命令可以把不需要的数据抹掉。

(4):

>high grade of element 1=? (第一种组份的特高品位值?)

凡是输入的品位中存在着大于事先规定的特高品位下限值信息,并需进行处理时,是以前述的特高品位处理方法,以所确定的品位值代替之,不需处理时,则可回车。

>high grade of element 2=? (第二种组份的特高品位值?)

>print source data? Y/N (打印出原始的数值吗?)

>link recorder? Y/N (录音机连好否?)

至此数据已全部存入磁带,操作结束。

3)程序清单

5: REM Program	150: INPUT "Measure	270: IF E\$ = "Y"GOS
GGRCP-1A	numbers=";NS	UB1000
10: REM This is a	155: NN = NS + 5	280: INPUT "Sample
program of da	160: DIM DI (NN),CI	numbers=";MS
ta to be treated	(NN),RI(NN)	290: IF MS>250LET M
20: "A"; CLEAR:	170: Q\$ = "Direct",W	S = 250
WAIT 0	\$ = "Dip",R\$	295: MM = MS + 5
40: INPUT "Drill h	= "Angle",L\$	300: DIM KC(MM),T
ole No.";NO	= "Depth"	H(MM),AG(NE,
50: INPUT "Drill h	180: FOR I=1TO NS	MM)
ole coord.X";X	190: E\$ = "("+STR\$	310: FOR I=1TO MS
60: INPUT "Dril l h	I+)"="	320: E\$ = "("+STR\$
ole coord. Y";Y	210: PRINT Q\$;R\$;	I+)"="
70: INPUT Dril l h	E\$;	330: PRINT "Sample
ole coord. Z";Z	220: INPUT DI(I);	code"; E\$;
80: CLS ;INPUT "El	CLS	340: INPUT KC (I);
ement numbers:";	230: PRINT W\$;R\$;	CLS
NE	E\$;	350: PRINT "Sample
90: DIM NA\$(NE)	240: INPUT CI (I);	length"; E\$;
100: FOR I=1TO NE	CLS	360: INPUT TH(I);
110: E\$ = STR\$ I+"	245: PRINT L\$;E\$;	CLS
120: PRINT "Element	250: INPUT RI(I);	370: FOR J=1TO NE
" ;E\$; "Name";	CLS	380: PRINT NA\$(J);
130: INPUT NA\$(I);	255: NEXT I	E\$;
CLS	260: INPUT "Edit	390: INPUT AG(J,I);
140: NEXT I	Survey data?Y/N	CLS
	" ;E \$	400: NEXT J;NEXT I


```

410: INPUT "Edit sample data? Y/N";E$
420: IF E$="Y"GOSUB 900
425: CSIZE 1
430: GOSUB 5000
440: INPUT "Print source data? Y/N";F$
450: IF F$<>"Y"THEN 530
460: COLOR 1;LPRINT
465: USING "*****"
475: LPRINT TAB(4);"NO.";NO
476: LPRINT"-----"
      "
478: USING"*****"
      "
479: LPRINT TAB(6);"X=";X
480: LPRINT TAB(6);"Y=";Y
482: LPRINT TAB(6);"Z=";Z
483: LPRINT"-----"
      "
484: LPRINT "Survey data;"
485: LPRINT TAB(3);"NO";TAB(11);"DI";TAB(20);"CI";TAB(29);"RI"
490: FOR I=1TO NS
500: LPRINT USING "*****";I;USING "*****";DI(I);CI(I);RI(I)
510: NEXT I
512: LPRINT"-----"
      "
518: LPRINT "Sample data;"
520: LPRINT TAB(2);"NO";TAB(6);"KC";TAB(13);"TH";
525: FOR J=1TO NE;LPRINT" ";NA$(J);NEXT J
528: LPRINT
530: FOR I=1TO MS
540: LPRINT USING "*****";I;KC(I);USING "*****";TH(I);
550: FOR J=1TO NE
560: LPRINT AG(J,I);
570: NEXT J
575: LPRINT;NEXT I
578: LPRINT"-----"
      "
580: TA$="CK"+STR$ NO
590: T1$=TA$+"A",T2$=TA$+"B",T3$=TA$+"C"
592: R$="Y";INPUT "Linked recorder? Y/N?";R$
594: IF R$="Y" THEN N 600
596: GOTO 592
600: PRINT *T1$;X,Y,Z,NE,NS,MS
610: PRINT *T2$;DI(*),CI(*),RI(*)
620: PRINT *T3$;NA$(*),KC(*),TH(*),AG(*)
630: END
900: CLS;INPUT "EDIT: (Q/L/I/D)";ED$
910: IF ED$="Q" THEN 960
920: IF ED$="L" GOSUB 2000
930: IF ED$="I" GOSUB 4000
940: IF ED$="D" GOSUB 4200
950: GOTO 900
960: RETURN
1000:PRINT ?
      Survey numbers=
      ";NS;
1020:GOSUB 3500
1030:IF H$="Y" CLS;GOTO 1060
1040:GOSUB 3520
1050:NS=BB
1060:FOR J=1TO NS
1070: F$="( "+STR$ J+" )="

```

```

1080:PRINT Q$,R$,
      F$,DI(J);
1090:GOSUB 3500
1100:IF H$="Y" CLS
      ,GOTO 1130
1110:GOSUB 3520
1120:DI(J)=BB
1130:PRINT W$,R$,
      F$,CI(J);
1140:GOSUB 3500
1150:IF H$="Y" CLS
      ,GOTO 1172
1160:GOSUB 3520
1170:CI(J)=BB
1172:PRINT L$,F$,
      RI(J);
1174:GOSUB 3500
1176:IF H$="Y" CLS
      ,GOTO 1180
1178:GOSUB 3520;R
      I(J)=BB
1180:NEXT J
1190:INPUT "Modify,
      Again? (Y/N)";
      E$
1200:IF E$="Y"
      GOTO 1000
1210:RETURN
2000:INPUT "Display
      position
      from :",N1
2010:INPUT "      To
      :",N2
2120:IF N1<1LET N
      1=1
2130:IF N2>MSLET
      N2=MS
2140:IF N1>MSLET
      N1=MS
2160:FOR I=N1TO N
      2
2170:F$="( "+STR$
      I+" )"
2180:PRINT "Sample
      code";F$;KC(I);
2190:GOSUB 3500
2200:IF H$="Y"CLS
      ,GOTO 2230
2210:GOSUB 3520
2220:KC(I)=BB
2230:PRINT "Sampl
      e length";F$;
      TH(I);
2240:GOSUB 3500
2250:IF H$="Y"CLS
      ,GOTO 2280
2260:GOSUB 3520
2270:TH(I)=BB
2280:FOR J=1TO NE
2290:PRINT NA$(J)
      ,F$;AG(J,I);
2300:GOSUB 3500
2310:IF H$="Y" CLS
      ,GOTO 2340
2320:GOSUB 3520
2330:AG(J,I)=BB
2340:NEXT J
2350:NEXT I
2355:PRINT "Sampl
      e numbers=";
      MS;
2360:GOSUB 3500
2370:IF H$="Y"
      GOTO 2390
2380:GOSUB 3520:M
      S=BB
2390:RETURN
3500:H$="Y"
3505:INPUT "7";H$
      ;CLS
3510:RETURN
3520:CLS:INPUT"
      New value=?
      ";BB
3530:RETURN
4000:INPUT Inser
      t position;N1
4032: INPUT "Inser
      t numbers : "
      ;N2
4036:N5=N1, N6=MS
4038:IF N1>MSLET
      N1=MS
4040:MS=MS+N2,N3=
      N1+1, N4=N1+N
      2
4045:IF N5>N6THEN
      4090
4050:FOR K=MSTO N
      4STEP-1
4060:KC(K)=KC(K-
      N2), TH(K)=TH
      (K-N2)
4070:FOR J=1TO NE
      ,AG(J,K)=AG(J,
      K-N2); NEXT J
4080:NEXT K
4085:N3=N1, N4=N1+
      N2-1
4090:FOR K=N3TO N
      4
4100:F$="( "+STR$
      K+" )"
4110:PRINT "Sampl
      e code";F$;
4120:INPUT KC(K);
      CLS

```

```

4130:PRINT "Sampl
      o length "; F$
      ,
4140:INPUT TH (K);
      CLS
4150:FOR J=1TO NE
4160:PRINT NA$(J)
      ;F$;
4170:INPUT AG (J,K
      ),CLS
4180:NEXT J
4185:NEXT K
4190:RETURN
4200:INPUT "Delet
      e position f
      rom "; N1
4205: INPUT "to:"; N2
4206:IF N1>MSLET
      N1=MS
4208:IF N2>MSLET
      N2=MS
4210:NN=N2-N1+1
4220:FOR I=N1TO M
      S=NN
4230:KC(I)=KC(I+N
      N), TH(I)=TH
      (I+NN)
4240:FOR J=1TO NE
      ;AG(J, I)=AG (
      J, I+NN);NEXT
      J
4250:NEXT I
4255:MS=MS-NN
4260:RETURN
5000:FOR I=1TO NE
5005:MG=1000
5010:F$="High gra
      de of "+NA$
      (I)
5015:PRINT F$,"i
      s:";
5020:INPUT MG; CLS
5030:FOR JJ=1TO M
      S
5040:IF AG (I, JJ)<
      =MGTHEN 5060
5050:AG(I, JJ)=MG
5060:NEXT JJ
5070:NEXT I
5080:RETURN

```

2. GGRCP-1B分矿体、矿石类型或品级加权计算平均品位程序

本程序可以分别对矿体、矿石类型或品级等不同计算内容计算其顶与底点的三维座标及相应的品位加权值。当工程的倾角大于3度时，按垂直长度加权；小于3度时，如水平坑道、水平钻等，则按水平长度加权计算。

1) 数据准备

本程序调用GGRCP-1A程序提供的磁带文件数据，不需另行输入数据。

2) 使用说明

运行本程序时，计算机提示有：

>Drill hole No? (钻孔号码?)

当输入钻孔号后，计算机开始在磁带上寻找该钻孔号的数据，经计算后，输出结果。

```

10: REM      Program      60: TA$="CK"+SF      (NN),RI(NN),KC
      GGRCP-1B      R$ NO      (MM),TH(MM),
20: REM      This is      70: T1$=TA$+"A",      AG(NE,MM),NA
      a program of d      T2$=TA$+"B",      $(NE)
      ata to be comp      T3$=TA$+"C"      92:INPUT *T2$;DI
      osed      80: INPUT *T1$;X,      (*),CI(*),RI
40: "A": CLEAR;      Y,Z,NE,NS,MS      (*)
      WAIT 0      85: NN=NS+5,MM=      94: INPUT *T3$;NA
50: INPUT "Drill h      MS+5      $(*),KC(*),
      ole NO,"; NO      90: DIM DI (NN),CI      TH(*),AG(*)

```

```

100: MC = 0
110: FOR I=1 TO MS
120: IF MC < KC(I) LET
    MC = KC(I)
130: NEXT I
140: DIM DX(MC), DY
    (MC), E2(MC), X
    L(MC), YL(MC),
    ZL(MC), CC(NE,
    MC), HE(MC)
150: FOR I=1 TO MC
160: DX(I) = 0, DY(I)
    = 0, DZ(I) = 0, H
    E(I) = 0
170: FOR J=1 TO NE, C
    C(J, I) = 0, NEXT J
180: NEXT I
190: MN = NS + MS
200: I = 1, J = 1
210: IF I > NS OR J > MN
    THEN 420
220: T = TH(J)
230: IF T <= RI(I)
    THEN 290
240: TH(J) = T - RI(I),
    T = RI(I)
250: FOR K = MSTO J
    STEP -1
260: TH(K+1) = TH
    (K), KC(K+1) =
    KC(K)
270: FOR L=1 TO NE,
    AG(L, K+1) = AG
    (L, K), NEXT L
280: NEXT K
285: TH(J) = T, MS = M
    S + 1
290: RI(I) = (RI)(I) - T
300: T1 = T * COS(CI(I
    )), T2 = T * SIN(C
    I(I))
310: GOSUB 1000
320: KK = KC(J)
330: IF KK = 0 THEN
    390
340: XL(KK) = X, YL
    (KK) = Y, ZL
    (KK) = Z
350: DX(KK) = DX(KK)
    + HX, DY(KK)
    = DY(KK) + H
    Y, DZ(KK) = DZ
    (KK) + HZ
354: IF CI(I) < 3 LET
    TT = T1, GOTO
    360
356: TT = T2
360: FOR K=1 TO NE
370: CC(K, KK) = CC
    (K, KK) + TT * A
    G(K, J)
380: NEXT K
385: HE(KK) = HE
    (KK) + TT
390: J = J + 1
400: IF RI(I) = 0 LET
    I = I + 1
410: GOTO 210
420: LPRINT "NO.";
    USING " * * * * ";
    N 0
424: LPRINT " = = = =
    = = = = = = = =
    = = = = = = = = "
426: FOR K=1 TO MC
430: IF HE(K) = 0
    THEN 590
440: LPRINT "Body:";
    USING " * * * * ";
    K
450: FOR K1=1 TO NE
460: CC(K1, K) = CC(K
    1, K) / HE(K), NEXT
    K1
470: XU = XL(K) - DX
    (K), YU = YL(K)
    - DY(K), ZU = ZL
    (K) + DZ(K)
480: LPRINT "Up, x";
    USING " * * * * *
    * * * * * * * * "; XU
490: LPRINT TAB(4)
    ; "y"; YU
500: LPRINT TAB(4)
    ; "z"; ZU
510: LPRINT "Low, x"
    ; XL(K)
520: LPRINT TAB(4)
    ; "y"; YL(K)
530: LPRINT TAB(4)
    ; "Z" ZL(K)
535: LPRINT " - - - -
    - - - - - - - -
    - - - - - - - - "
540: LPRINT TAB(3)
    ; "Thin";
545: FOR JJ=1 TO NE,
    LPRINT " ";
    NA$(JJ);, NEXT
    JJ; LPRINT
550: LPRINT USING
    " * * * * * * * * ";
    HE(K);
560: FOR J=1 TO NE
570: LPRINT CC(J, K)
    ;
580: NEXT J

```

```

585: LPRINT;LPRINT      600: END                      1020: HZ = T2
      " = " = " = " = " = "      1000: HX = T1 * SIN(D)      1030: X = X + HX
      " = " = " = " = " = "      1(I))                      1040: Y = Y + HY
      " = " = " = " = " = "      1010: HY = T1 * COS(D)      1050: Z = Z - HZ
590: NEXT K              1(I))                      1060: RETURN

```

3. GGRCP-1C阶段平均品位计算程序

本程序可根据勘探工程的矿样品位，用样品长度加权计算阶段平均品位。

1) 数据准备

本程序的数据是用GGRCP-1A程序提供的磁带文件数据，与GGRCP-1B程序的区别是本程序按阶段计算。

2) 使用方法

运行本程序将有下列提示。

>Drill hole No? (钻孔号码?)

>First bench high=? (第一个阶段的标高?)

>Bench or level numbers=? (阶段的数目?)

>Bench or level high=? (阶段高度?)

在回答上边提问后，计算机开始在磁带上寻找指定钻孔号的数据，按阶段组合后，输出计算结果。

3) 程序清单

```

10: REM PROGRAM          70: TA$ = "CK" + ST      136: IF MC<KC(I)LET
      GGRCP-1C           R$ NO          MC = KC(I)
20: REM This is a       80: T1$ = TA$ + "A",      138: NEXT I
      program of da      T2$ = TA$ + "B",      140: DIM GC (NE * M
      ta to be compo     T3$ = TA$ + "C"      C,NB), BE (MC,
      sed for bench      90: INPUT * T1$,X,      NB), GG (NE * M
      or stage           Y,Z,NE,NS,MS      C),H2(MC)
40: "A";CLEAR:          100: NN = NS + 5, MM =      142: FOR I = 1 TO MC
      WAIT 0             MS + 5          144: H2(I) = 0
50: INPUT "Drill h      110: DIM DI (NN), CI      146: FOR J = 1 TO NE
      ole NO. ";NO       (NN), RI (NN),      148: K1 = (I - 1) * MC +
60: INPUT "First b     KC(MM), TH (M      J
      ench high="; ZZ    M),AG(NE,MM),      150: GG(K1) = 0
64: INPUT "Bench o     NA$ (NE)      154: FOR K = 1 TO NB
      r stage number    120: INPUT * T2$,DI      158: BE(J,K) = 0
      s=";NB            (*),CI(*),RI(*)      160: GC (K1,K) = 0
66: INPUT "Bench o     125: INPUT * T3$, N      170: NEXT K,NEXT
      r stage high="    A$ (*), KC(*),      J, NEXT I
      ;BH              TH(*),AG(*)      180: NK = 0, H1 = 0
68: ZZ = ZZ + BH        130: MC = 0      190: Z1 = ZZ - Z
                        134: FOR I = 1 TO MS      200: IF Z1 = 0 THEN 290

```

```

210: NK = INT(Z1/BH)      472: GOSUB 1000          622: JK = (L - 1) * MC +
220: H1 = Z1 - NK * BH    474: GOSUB 2000          J
280: IF NK > NB THEN      476: GOTO 520            624: LPRINT GC (JK,
550                                D);NEXT J
290: NM = NS + MS        480: DH = H1 - EH, TT    630: LPRINT; NEXT I
300: I = 1, J = 1        = T1 - DH, T2 = T *
310: IF NK >= NB THEN     DS/T1          640: LPRINT " = = = =
550                                = = = = = = = =
314: IF I > NSTHEN        490: GOSUB 1000          645: NEXT L
550                                495: GOSUB 2000
316: IF J > NM THEN       500: TH(J) = T - T2      650: END
550                                510: RI(I) = RI (I) - T2
320: T = TH(J)            ,GOTO 530
330: IF T <= RI (I)       520: RI(I) = RI (I) - T,
THEN 400                    J = J + 1
340: TH(J) = T - RI(I),   530: IF RI (I) = 0 LET
T = RI(I)                    I = I + 1
350: FOR K = MSTO J       540: GOTO 310
STEP - 1                    550: LPRINT "NO.";
360: TH(K + 1) = TH       USING " * * * * "NO
(K), KC(K + 1) =
KC(K)
370: FOR L = 1 TO NE;    554: FOR L = 1 TO MC
AG(L, K + 1) = AG          556: LPRINT "Body.";
(L, K);NEXT L              USING " * * * * ";
380: NEXT K                L
390: TH(I) = T, MS =      558: LPRINT " = = = =
MS + 1                      = = = = = = = =
400: T1 = T * SIN (CI(I)  = "
))
410: H1 = H1 + T1        560: LPRINT "Bench";
440: IF H1 > BH THEN      TAB (6); "Thic
480                                ness";
450: IF H1 = BH THEN      570: FOR I = 1 TO NE;
470                                LPRINT " ";
460: TT = T1              NA$(I);NEXT I
462: GOSUB 1000          580: LPRINT
466: GOTO 520            600: FOR I = 1 TO NB
470: TT = T1              610: LPRINT USING
                                " * * * * ", I, USING
                                " * * * * . * * * * ";
                                BE(L, I)
620: FOR J = 1 TO NE      622: JK = (L - 1) * MC +
                                J
624: LPRINT GC (JK,
                                D);NEXT J
630: LPRINT; NEXT I
640: LPRINT " = = = =
                                = = = = = = = =
645: NEXT L
650: END
1000: IF KC (J) <= 0
THEN 1060
1020: H2 (KC(J)) = H2
(KC(J)) + TT
1030: FOR K = 1 TO
NE
1035: K1 = (KC(J) - 1)
* MC + K
1040: GG(K1) = GG(K1)
+ AG(K, J) * TT
1050: NEXT K
1060: RETURN
2000: NK = NK + 1
2005: FOR LL = 1 TO
MC
2008: IF H2(LL) = 0
THEN 2060
2010: FOR L = 1 TO
NE
2015: L2 = (LL - 1) * M
C + L
2020: GC (L2, NK) =
GG(L2)/H2(LL)
2030: GG(L2) = 0
2040: NEXT L
2045: BE(LL, NK) = H
2(LL)
2050: H2(LL) = 0
2060: NEXT LL

```

2070; H1 = 0

2080; RETURN

5.1.4 分配法

分配法是运用各开采阶段矿体的面积或体积与矿体总面积或总体积的比值,来计算各开采阶段的储量。此法计算简便、误差小、计算结果易与地质勘探报告中储量相符,是设计储量计算中最为常用的一种方法,又可分为横剖面面积分配法、纵投影体积分配法和水平投影体积分配法。

5.1.4.1 横剖面面积分配法

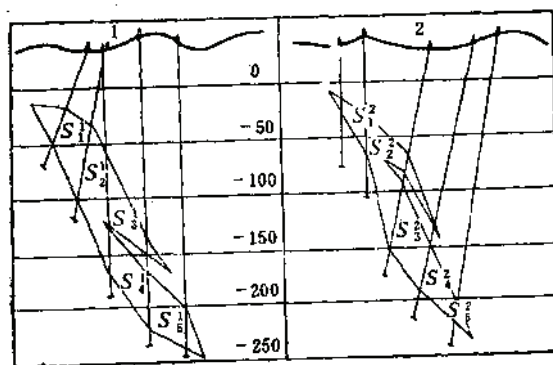


图 1-5-2 剖面阶段面积示意图

适用于地质勘探报告中采用垂直平行剖面法计算储量的矿床。其常规计算步骤是首先计算块段矿石量、金属量,再计算开采阶段矿石量、金属量。

1. 常规储量计算

1) 块段矿石量计算

以相邻两剖面构成的块段为计算单元,按阶段所占的面积比进行分配计算。即将两剖面的阶段面积之和与块段总面积的比值,乘以块段矿石量即为阶段的块段矿石量。以图 1-5-2 为例,计算式于下:

$$\text{- 50m 阶段} \quad Q_1 = Q \frac{S_1^1 + S_1^2}{S}$$

$$\text{- 100m 阶段} \quad Q_2 = Q \frac{S_2^1 + S_2^2}{S}$$

$$\text{- 150m 阶段} \quad Q_3 = Q \frac{S_3^1 + S_3^2}{S}$$

$$\text{- 200m 阶段} \quad Q_4 = Q \frac{S_4^1 + S_4^2}{S}$$

$$\text{- 250m 阶段} \quad Q_5 = Q \frac{S_5^1 + S_5^2}{S}$$

式中 Q ——地质勘探报告中该块段的矿石量;

S ——两剖面的矿体面积和;

$S_1^1 + S_1^2, S_2^1 + S_2^2, \dots$ ——该阶段两剖面的面积和;

$Q_1 \sim Q_5$ ——所求阶段矿石量。

为简化计算,也可以采用分配系数法

$$K = \frac{Q}{S} \quad (1-5-2)$$

~50m阶段 $Q_1 = K S_1$

~100m阶段 $Q_2 = K S_2$

~150m阶段 $Q_3 = K S_3$

~200m阶段 $Q_4 = K S_4$

~250m阶段 $Q_5 = K S_5$

式中 K ——分配系数;

S ——两剖面面积之和;

Q ——块段矿石量;

$Q_1 \sim Q_5$ ——阶段矿石量;

$S_1 \sim S_5$ ——阶段两剖面面积和。

2) 块段金属量计算

各块段矿石量乘其品位即得块段金属量。

3) 阶段矿石量和金属量计算

将相同阶段的块段矿石量和金属量分别相加,即为阶段矿石量和金属量。阶段矿石量除金属量即为阶段平均品位。

各阶段矿石量(金属量)之和即为全矿区矿石量(金属量),矿石量除金属量即为矿区平均品位。

2. GGRCP-2A横剖面面积分配法储量计算程序

1) 程序功能

本程序系以计算单元块段按各阶段的面积大小来分配原勘探线块段的储量,可用于垂直平行剖面法计算的不同矿体、不同矿石类型、不同储量级别的阶段矿石量,平均品位和金属量的计算和统计。

2) 数据准备

(1) 每个计算单元块段的矿石量 Q_i ;

(2) 每个计算单元块段的相邻两剖面间同类型、同级别分阶段的面积 S_1 和 S_2 ,及总面积 S ;

(3) 每个计算单元块段中,分阶段的有效工程数量、样品长度和平均品位(由GGRCP-1A和GGRCP-1C程度计算和提供);

(4) 第一阶段的底板标高、阶段高度和总阶段数目。

3) 使用方法

使用时,先将GGRCP-2A程序装入PC-1500机内,在RUN模式下,键入RUN,则启动了该程序。然后根据屏幕提示回答或输入所需数据。现详细说明运行中的屏幕提示格式与内容:

>RUN (启动程序)

>Ore numbers: (输入矿体数目)

>Element numbers: (输入组份数目)

>Element I Name: (输入第 I 种组份名称)

 >Total Stage numbers: (输入阶段总数)
 >First Stage high: (输入第一阶段的底板标高)
 >Stage high: (输入阶段高度)
 >Oxide ore Y/N? (有氧化矿吗? 键入Y则转入计算氧化矿储量; 键入N则退出。下同)
 >Mixeure ore Y/N? (有混合矿吗?)
 >Primary ore Y/N? (有原生矿吗?)
 >B: Gradation Y/N? (有B级吗?)
 >C: Gradation Y/N? (有C级吗?)
 >D: Gradation Y/N? (有D级吗?)
 以下按B级储量计算提示说明, C级和D级储量计算的提示亦相同。
 >B: Block numbers: (B级计算单元块段数目)
 >B: No I Q=? (输入B级第 I 计算单元块段的矿石量)
 >B: No I Stage numbers: (输入B级第 I 计算单元块段的阶段数目)
 >No I First Stage No: (输入B级第 I 计算单元块段的阶段号码)
 >Stage J: S_1 =? (输入第J阶段在1号剖面上的面积)
 >Stage J: S_2 =? (输入第J阶段在2号剖面上的面积)
 >Stage J Eng. numbers: (输入第J阶段有效工程数目)
 >Stage J Eng. K Length: (输入第J阶段第K号工程的样品长度)
 >Stage J Eng. K Pb=? (输入第J阶段第K号工程的组份品位, 这里以Pb为例)
 例)

.....

所有提示回答完毕后, 随即输出计算结果。

4) 计算实例

某铅锌矿体1号和2号剖面如下图所示。两剖面间共划分为两个计算单元块段, 即C级和D级块段, 它们的矿石量分别为15万吨和0.5万吨。

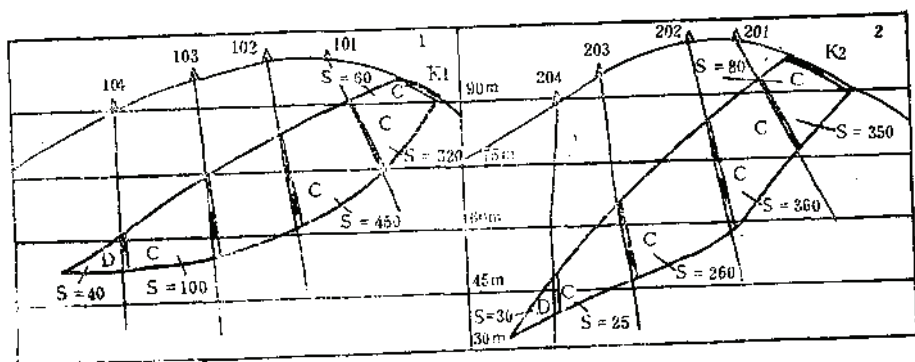


图 1-5-3 某铅锌矿1、2号横剖面图

计算所要求划分的阶段, 储量级别, 各阶段对应面积、工程数日及各工程的样品长度, 金属量等计算参数, 如表 1-5-4 所列。

储量计算参数表

表 1-5-4

计算单元块段	块号	级别	矿石量 (吨)	阶段标高 (m)	S ₁ (m ²)	S ₂ (m ²)	工程 数 目	工 程 名 称	样品长度 (m)	平均品位(%)	
										Pb	Zn
1~2号剖面间 C级块段	1	C	150000	90	60	80	4	K ₁	10	1.8	2.0
								101	2	1.3	2.3
								K ₂	18	1.9	2.1
								201	4	2.0	3.0
				75	320	360	4	101	20	1.8	2.8
								102	10	2.0	2.7
								201	18	2.1	2.5
								202	10	1.9	2.7
				60	450	360	4	102	16	1.9	2.3
								103	16	2.0	2.4
								202	16.5	2.1	2.0
								203	5	2.3	1.9
				45	100	260	4	103	4	2.0	3.0
								104	6	1.5	2.0
								202	2	1.8	3.0
								203	4	1.7	2.9
1~2号剖面间 D级块段	1	D	5600	45	40	0	1	101	6	1.5	2.0
				30	0	30	1	201	5	1.6	2.5

计算结果如下:

*****				P ₁	229.1917	Pb	2.028
Orebody: 1				Ore	10473.8154	P ₁	1229.5266
*****				+++++		Zn	2.200
Primary				Stage	75.00	P ₁	1333.1670
=====				+++++		Ore ₁	60598.5037
-----				Pb	1.944	+++++	
Ca ₁ Block 1				P ₁	974.8387	Stage	45.00
-----				Zn	2.672	+++++	
Stage 90.00				P ₁	1339.5390	Pb	1.707
+++++				Ore ₁	50124.6882	P ₁	459.9271
Pb 1.847				+++++		Zn	2.715
P ₁ 193.4575				Stage	60.00	P ₁	731.3255
Zn 2.188				+++++		Ore ₁	28932.6683

+++++	Pb 1.500	Stage 30.00
Stage 30.00	P ₁ 42.8571	-----
+++++	Zn 2.000	Pb 1.600
Pb 1.600	P ₁ 57.1428	P ₁ 29.9251
P ₁ 29.9251	Ore ₁ 2857.1428	Zn 2.500
Zn 2.500	-----	P ₁ 46.7581
P ₁ 46.7581	Total block ₁ 1	Ore ₁ 1870.3241
Ore ₁ 1870.3241	-----	Stage 30.00
+++++	Pb 1.925	-----
Total C ₁	P ₁ 2887.6752	Pb 1.600
-----	Zn 2.453	P ₁ 34.2857
Pb 1.925	P ₁ 3679.9815	Zn 2.500
P ₁ 2887.6752	Ore 150000.0000	P ₁ 53.5714
Zn 2.453		Ore ₁ 2142.8571
P ₁ 3679.9815	Stage total	-----
Ore ₁ 150000.0000	-----	Total D ₁
-----	Stage 90.00	-----
-----	-----	Pb 1.542
D ₁ Block 1	Pb 1.847	P ₁ 77.1428
-----	P ₁ 193.4575	Zn 2.214
Stage 45.00	Zn 2.188	P ₁ 110.7142
+++++	P ₁ 229.1917	Ore ₁ 5000.00 0
Pb 1.500	Ore ₁ 10473.8154	-----
P ₁ 42.8571	-----	Stage total
Zn 2.000	Stage 75.00	-----
P ₁ 57.1428	-----	Stage 90.00
Ore ₁ 2857.1428	Pb 1.944	Pb 1.847
+++++	P ₁ 974.8387	P ₁ 193.4575
Stage 30.00	Zn 2.672	Zn 2.188
+++++	P ₁ 1339.5390	P ₁ 229.1917
Pb 1.600	Ore ₁ 50124.6882	Ore ₁ 10473.8154
P ₁ 34.28 7	-----	-----
Zn 2.500	Stage 60.00	Stage 75.00
P ₁ 53.5714	-----	Pb 1.944
Ore ₁ 2142.8571	Pb 2.028	P ₁ 974.8387
+++++	P ₁ 1229.5266	Zn 2.672
Total block ₁ 1	Zn 2.200	P ₁ 1339.5390
-----	P ₁ 1333.1670	Ore ₁ 50124.6882
Pb 1.542	Ore ₁ 60598.5037	-----
P ₁ 77.1428	-----	Stage 60.00
Zn 2.214	Stage 45.00	Pb 2.028
P ₁ 110.7142	-----	P ₁ 1229.5266
Ore ₁ 5000.0000	Pb 1.707	Zn 2.200
.....	P ₁ 459.9271	P ₁ 1333.1670
Stage total	Zn 2.715	Ore 60598.5037
-----	P ₁ 731.3255	-----
Stage 45.00	Ore ₁ 26932.6683	Stage 45.00
-----	-----	Pb 1.687

P ₁	502.7842	Stage	90.00	Pb	1.687
Zn	2.646	Pb	1.847	P ₁	502.7842
P ₁	788.4683	P ₁	193.4575	Zn	2.646
Ore ₁	29789.8111	Zn	2.188	P ₁	788.4683
-----		P ₁	229.1917	Ore ₁	29789.8111
Stage	30.00	Ore ₁	10473.8154	Stage	30.00
Pb	1.600	-----		Pb	1.600
P ₁	64.2109	Stage	75.00	P ₁	64.2109
Zn	2.499	Pb	1.944	Zn	2.499
P ₁	100.3295	P ₁	974.8387	Ore ₁	4013.1813
Ore ₁	4013.1813	Zn	2.672	=====	
=====		P ₁	1339.5390	Total Orebody, 1	
Total Primary		Ore ₁	50124.6882	-----	
-----		-----		Pb	1.912
Pb	1.912	Stage	60.00	P ₁	2964.8180
P ₁	2964.8180	Pb	2.028	Zn	2.445
Zn	2.445	P ₁	1229.5266	P ₁	3790.6958
P ₁	3790.6958	Zn	2.200	Ore ₁	155000.0000
Ore ₁	155000.0000	P ₁	1333.1670	*****	
*****		Ore ₁	60598.5037	-----	
Stage total		-----		Stage	45.00
-----		-----		-----	

5) 程序清单

```

10: REM PROGRAM
   GGRCP-2A
20: REM This is a p-
   rogram of cross-
   section square di-
   stributing method
30: "A", CLEAR; W-
   AIT 0
40: INPUT "Ore nu-
   mbers:"; OB
50: INPUT "Element
   numbers:"; NE
60: DIM NA$(NE)
70: FOR H=1 TO NE
80: F$=STR$ H
90: PRINT "Element";
   F$; "Name:";
100: INPUT NA$(H);
   CLS

```

```

110: NEXT H
120: DIM GR$(3),
   RR$(3)
130: GR$(1)="B,";
   GR$(2)="C,";
   GR$(3)="D,"
140: RR$(1)="Qxid-
   e", RR$(2)="M-
   ixture", RR$(3)
   ="Primary"
150: DIM G(NE), G1
   (NE), G2(NE), G3
   (NE), G4(NE)
160: INPUT "Total s-
   tage numbers:";
   SN
170: INPUT "First st-
   age high:"; HI
175: INPUT "Stage h-
   igh:"; HJ

```

```

177: HI=HI+HJ
180: DIM C1(NE,SN),
   C2(NE,SN), C3
   (NE,SN), P1(S
   N), P2(SN), P3
   (SN)
185: DIM C0(NE,SN),
   SS(SN)
190: LPRINT "*****
   *****"
200: FOR II=1 TO OB
210: LPRINT "Orebod
   y:"; STR$ II
220: LPRINT "*****
   *****"
230: Q4=0: FOR L1=1
   TO NE; G4(L1)=
   0; NEXT L1
240: FOR L2=1 TO
   SN; P3(L2)=0;

```

FOR L1=1 TO NE;	"Block number	BE
C3(L1,L2)=0;	s:";	580: K4\$=STR\$ K1
NEXT L1; NEXT	440: INPUT BN;CLS	590: KK=FI+K1-1
L2	450: Q2=0; FOR L1=1	620: PRINT "Stage";
250: FOR I=1 TO 3	TO NE; G2(L1)=	K4\$; ", S1=";
260: PRINT RR\$(I);	0; NEXT L1	630: INPUT S1;CLS
"Ore Y/N";	460: FOR L2=1 TO	640: PRINT "Stage";
270: INPUT K1\$;CLS	SN; P1(L2)=	K4\$; ", S2=";
280: IF K1\$="Y" OR	0; FOR L1=1 TO	650: INPUT S2;CLS
K1\$="y" THEN	NE; C1(L1, L2)	660: SS(KK)=S1+S2,
310	=0; NEXT L1;	TS=TS+S1+S2
290: IF K1\$="N" OR	NEXT L2	670: PRINT "Stage";
K1\$="n" THEN	470: FOR K=1 TO BN	K4\$; "Eng. num-
1590	480: LPRINT "- - - -	bers:";
300: GOTO 260	- - - - - "	680: INPUT EN;CLS
310: LPRINT RR\$(I)	490: LPRINT GR\$	690: H1=0; FOR L1=1
320: LPRINT " = = = =	(J); "Block";STR	TO NE; G(L1)=
= = = = = "	\$ K	0; NEXT L1
330: Q3=0; FOR L1=1	500: LPRINT "- - - -	700: FOR L=1 TO EN
TO NE; G3(L1)=	- - - - - "	710: K5\$=STR\$ L
0; NEXT L1	510: K3\$="No." +	720: PRINT "Stage";
340: FOR L2=1 TO	STR\$ K	K4\$; "Eng."; K5
SN; P2(L2)=0;	515: PRINT GR\$(J);K	\$; "length";
FOR L1=1 TO	3\$; "Q=";	730: INPUT HH;CLS
NE; C2(L1,L2)=	517: INPUT Q;CLS	740: H1=H1+HH
0; NEXT L1;	520: PRINT GR\$(J);	750: FOR L1=1 TO NE
NEXT L2	K3\$; "Stage num-	760: PRINT "Stage";
350: FOR J=1 TO 3	bers:";	K4\$; "Eng."; K5
360: PRINT GR\$(J);	530: INPUT BE;CLS	\$; " "; NA\$(L1);
"Gradation Y/N";	540: PRINT K3\$; Fir-	"=";
370: INPUT K2\$;CLS	st stage No.";	770: INPUT GG;CLS
380: IF K2\$="Y" OR	550: INPUT FI;CLS	780: G(L1)=G(L1)+
K2\$="y" THEN	560: Q1=0; FOR L1=1	GG*HH
430	TO NE; G1(L1)=	790: NEXT L1
390: IF K2\$="N" OR	0 NEXT L1	800: NEXT L
K2\$="n" THEN	565: TS=0; FOR L1=1	810: FOR L1=1 TO NE
1320	TO SN; SS(L1)=	830: C0(L1, KK)=G(L
400: GOTO 360	0; NEXT L1	1)/H1
430: PRINT GR\$(J);	570: FOR K1=1 TO	840: NEXT L1

```

850: NEXT K1
852: FOR K1=1TO SN
854: IF SS(K1)=0
    THEN 950
855: HK=HI-K1*HJ
856: LPRINT "Stage";
    USING " * * * * "
    * * ";HK
857: LPRINT "+ + + +
    + + + + + + + +
    + + + + +"
858: QQ=Q*SS(K1)/
    TS
860: FOR L1=1TO NE
865: G(L1)=C0(L1, K
    1)
870: LPRINT NA$(L
    1);USING " * * *
    * * * ";G(L1)
875: LPRINT " P:";
    USING " * * * *
    * * * * . * * *
    * ";G(L1)* QQ
    /100
880: G1(L1)=G1(L1)
    +G(L1)*QQ
890: C1(L1,K1)=C1(L
    1,K1)+G(L1)*
    QQ
900: NEXT L1
910: P1(K1)=P1(K1)
    +QQ
920: LPRINT "Ore:";
    USING " * * * *
    * * * * . * * *
    * ";QQ
936: Q1=Q1+QQ
940: LPRINT " + + +
    + + + + + + + +
    + + + + + +"
950: NEXT K1
960: LPRINT "Total
    block:";STR$ K
970: LPRINT "- - - -
    - - - - - - - - "
980: FOR L1=1TO NE
990: G1(L1)=G1(L1)/
    Q1
1000: LPRINT NA$(L
    1);USING " * * *
    * * * * ";G1(L1)
1005: LPRINT " P:";
    USING " * * * *
    * * * * . * * *
    * ";Q1* G1(L1)/
    100
1010: G2(L1)=G2(L1)
    +G1(L1)*Q1
1020: NEXT L1
1030: LPRINT "Ore:";
    USING " * * * *
    * * * * . * * *
    * ";Q1
1040: Q2=Q2+Q1
1050: NEXT K
1052: LPRINT ". . . .
    . . . . . . . . "
1054: LPRINT "Stage
    total"
1060: FOR L1=1TO SN
1070: IF P1(L1)=0
    THEN 1190
1080: LPRINT "- - - -
    - - - - - - - - "
1090: HS=HI-L1*HJ
1100: LPRINT "Stage";
    USING " * * *
    * * * * ";HS
1105: LPRINT "- - - -
    - - - - - - - - "
1110: FOR L2=1TO NE
1120: C1(L2, L1)=C1
    (L2, L1)/P1(L1)
1130: LPRINT NA$(L
    2);USING " * * *
    * * * * ";C1(L
    2,L1)
1140: C2(L2, L1)=C2
    (L2,L1)+C1(L2,
    L1)*P1(L1)
1150: LPRINT " P:";
    USING " * * * *
    * * * * . * * *
    * ";C1(L2,L1)*P
    1(L1)/100
1160: NEXT L2
1170: LPRINT "Ore:";
    USING " * * * *
    * * * * . * * *
    * "P1(L1)
1180: P2(L1)=P2(L1)+
    P1(L1)
1190: NEXT L1
1200: LPRINT "- - - -
    - - - - - - - - "
1210: LPRINT "Total";
    GR$(J)
1220: LPRINT "- - - -
    - - - - - - - - "
1230: FOR L1=1TO NE
1240: G2(L1)=G2(L1)/
    Q2
1250: LPRINT NA$(L
    1);USING " * * *
    * * * * ";G2(L1)
1260: G3(L1)=G3(L1)
    +G2(L1)*Q2
1270: LPRINT " P:";

```



```

        USING " * * * * "      1450; NEXT L2                      total"
        * * * * . * * *      1460; LPRINT "Ore:";      1600; FOR L1=1 TO SN
        *"; G2(L1) * Q2/      USING " * * * * "      1610; IF P3(L1) = 0 T-
        100                      * * * * . * * * "      HEN 1730
1280; NEXT L1                      ; P2(L1)      1620; LPRINT " - - - -
1290; LPRINT "Ore:";      1470; P3(L1) = P3(L1) +      - - - - - - - - "
        USING " * * * * "      P2(L1)      1625; HS = HI - L1 * HI
        * * * * . * * *      1480; NEXT L1      1630; LPRINT "Stage";
        *"; Q2      1485; LPRINT " = = =      USING " * * * *
1300; Q3 = Q3 + Q2      = = = = = = = =      * . * . "; HS
1310; LPRINT " - - - -      = = "      1640; FOR L2=1 TO NE
        - - - - - - - - "      1490; LPRINT "Total";      1650; C3(L2, L1) = C3(L
1320; NEXT J                      RR$(I)      2, L1)/P3(L1)
1322; LPRINT "Stage      1500; LPRINT " - - - -      1670; LPRINT NA$(L
        total"      - - - - - - - - "      2); USING " * *
1330; FOR L1=1 TO SN      1510; FOR L1=1 TO NE      * . * * * "; C3
1340; IF P2(L1) = 0 T-      1520; G3(L1) = G3(L1)/      (L2, L1)
        HEN 1480      Q3      1690; LPRINT " P:";
1350; LPRINT " - - - -      1530; LPRINT NA$(L      USING " * * * *
        - - - - - - - - "      1); USING " * * * *      * * * * . * * *
1380; HS = HI - L1 * HI      * . * * * "; G3(L      *"; C3(L2, L1) *
1390; LPRINT "Stage";      1)      P3(L1)/100
        USING " * * * * "      1535; LPRINT " P:";      1700; NEXT L2
        * . * * "; HS      USING " * * * *      1710; LPRINT "Ore:";
1400; FOR L2=1 TO NE      * * * * . * * *      USING " * * * *
1410; C2(L2, L1) = C2      *"; Q3 * G3(L1)/      * * * * . * * *
        (L2, L1)/P2(L1)      100      *"; P3(L1)
1420; LPRINT NA$(L      1540; G4(L1) = G4(L1)      1730; NEXT L1
        2); USING " * * * *      + G3(L1) * Q3      1740; LPRINT " . . . .
        * . * * * "; C2(L      1550; NEXT L1      . . . . . . . . "
        2, L1)      1560; LPRINT "Ore:";      1790; LPRINT "Total
1430; C3(L2, L1) = C3      USING " * * * *      orebody:"; STR$
        (L2, L1) + C2(L2,      * * * * . * * *      II
        L1) * P2(L1)      *"; Q3      1800; LPRINT " - - - -
1440; LPRINT " P:"; U      1570; Q4 = Q4 + Q3      - - - - - - - - "
        SING " * * * * "      1580; LPRINT " * * * * "      1810; FOR L1=1 TO NE
        * * * * . * * *      * * * * * * * * "      1820; G4(L1) = G4(L1)/
        *"; C2(L2, L1) * P      1590; NEXT I      Q4
        2(L1)/100      1594; LPRINT "Stage      1830; LPRINT NA$(L

```

```

1); USING " * * * * " ; G4(L1) * Q4/ " ; Q4
* * , * * * " ; G3 100 1870: LPRINT " * * * * "
(L1) 1850: NEXT L1 * * * * * "
1840: LPRINT " P, " ; 1860: LPRINT " Ore, " ; 1880: NEXT I
USING " * * * * " USING " * * * * " 1890: END
* * * * , * * * * * * * * , * * * *

```

5.1.4.2 体积分配法

本法是用体积比分配勘探提供储量的一种简便计算方法，有纵投影体积分配法和水平投影体积分配法两种。

1. 常规储量计算

1) 纵投影体积分配法

本法是利用矿体纵投影图并结合阶段平面图进行。其计算步骤是先求出体积比（勘探储量计算块段内按阶段、分矿体、矿石类型、品级、级别的投影面积和平均厚度的乘积，与勘探报告储量计算表中该块段体积的比值），而后，计算勘探块段分配到各阶段的块段矿石量和金属量，再计算阶段和矿区的矿石量、金属量和平均品位。

对陡倾斜的脉状矿体以及产状稳定的厚大矿体，此法的计算精度是较高的。

(1) 体积比计算

体积比用下式进行计算。

$$P_i = \frac{S_i}{V_k} \cdot \frac{\sum_{j=1}^n m_{ij}}{n} \quad (1-5-3)$$

式中 P_i ——第K块段内第i阶段体积比；

S_i ——第i阶段投影面积， m^2 ；

V_k ——勘探储量计算表中第K块段体积， m^3 ；

$\sum_{j=1}^n m_{ij}$ ——第i阶段第j个工程见矿水平厚度，m；

n ——第i阶段见矿工程数，个。

1-5-3式系用算术平均法的平均厚度，另外，根据不同情况，还可用加权法求得。如图1-5-4所示，I块段各阶段的体积比为：

$$640\text{m阶段} \quad P_1 = \frac{S_1}{V_I} \times \frac{m_1^1 + m_1^2 + \cdots + m_1^7}{7}$$

$$590\text{m阶段} \quad P_2 = \frac{S_2}{V_I} \times \frac{m_2^1 + m_2^2 + m_2^3 + \cdots + m_2^5}{5}$$

$$540\text{m阶段} \quad P_3 = \frac{S_3}{V_I} \times \frac{m_3^1 + m_3^2 + \dots + m_3^6}{6}$$

$$490\text{m阶段} \quad P_4 = \frac{S_4}{V_I} \times \frac{m_4^1 + m_4^2 + m_4^3}{3}$$

$$440\text{m阶段} \quad P_5 = \frac{S_5}{V_I} \times m_5^1$$

(2) 分配到各阶段的块段矿石量和金属量计算

勘探储量计算表中块段矿石量与体积比的乘积即为各阶段所分配的块段矿石量。

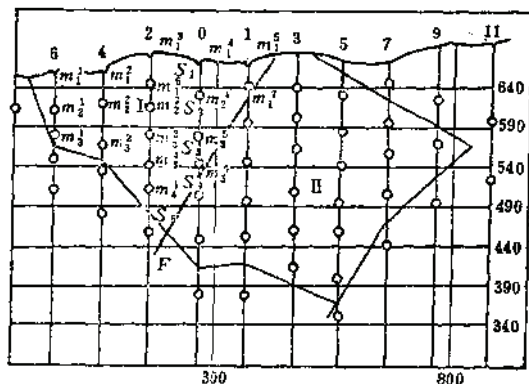


图 1-5-4 纵投影体积分配法示意图

各阶段所分配的块段矿石量与勘探储量计算表中块段在各阶段上的平均品位的乘积，即为各阶段上块段的金属量。

(3) 阶段矿石量、金属量、平均品位计算

将相同阶段的各块段矿石量（金属量）相加，即为该阶段的矿石量（金属量）。矿石量除金属量即为阶段的平均品位。

各阶段矿石量（金属量）之和，即为矿区的矿石量（金属量）。矿石量除

金属量即为矿区平均品位。

2) 水平投影体积分配法

本法是在矿体水平投影图上，结合矿体底板等高线图进行。其计算步骤是先求出体积比，而后计算阶段和矿区的矿石量、金属量和平均品位。

此法适用于勘探工程布置不规则、勘探时采用水平投影图计算储量的缓倾斜层状、似层状矿床。其计算特点与纵投影分配法相似。当矿体厚度变化不大、地质构造较简单时，可获得满意的计算效果。

(1) 体积比计算

在矿体水平投影图上划出阶段的等高线，测定相邻两标高线间的面积，即各阶段的水平投影面积（其和应与矿体总投影面积一致）。

各阶段的平均厚度，以阶段内各见矿工程的平均厚度用算术平均法求得。

各阶段的水平投影面积和平均厚度的乘积与勘探储量计算表中该矿体体积之比值，即为用以分配矿石量的体积比。

(2) 阶段矿石量、金属量和平均品位计算

阶段矿石量按阶段所占体积比进行分配计算。阶段平均品位由阶段内各工程平均品位用长度加权求得。阶段金属量由阶段矿石量乘阶段平均品位求得。

矿区矿石量（金属量）由各阶段矿石量（金属量）相加求得。矿区平均品位由矿区矿石量除矿区金属量求得。

2. GGRCP-3A 投影体积分配法储量计算程序

1) 程序功能

本程序适用于垂直纵投影或水平投影按体积分配法计算分阶段的储量。它可以对任意矿体按不同矿石类型, 不同储量级别的计算单元块段, 分若干阶段计算矿石量、平均品位和金属量, 并能统计出该矿体不同类型, 不同级别和总的矿石量, 平均品位和金属量。

2) 数据准备

(1) 每个计算单元块段的矿石量 Q ;

(2) 每个计算单元块段分阶段的投影面积 S : 对于垂直纵投影 (陡倾斜矿体) 体积分配法, S 指本阶段标高线与上一阶段标高线之间的同一矿石类型、同一储量级别界线所包围的投影面积; 对于水平投影体积分配法, S 则指本阶段矿体底板等高线与上一阶段矿体底板等高线之间同一矿石类型、同一储量级别界线所包围的投影面积;

(3) 每个计算单元块段分阶段的有效工程数目。每个工程的样品长度 (或厚度)、平均品位 (由 GGRCP-1A 或 GGRCP-1B 及 GGRCP-1C 程序计算提供)。

3) 使用方法

使用时, 先将 GGRCP-3A 程序装入 PC-1500 机内, 然后在 RuN 模式下, 键入 RuN, 则启动了该程序。现详细说明屏幕提示及回答内容:

>Run (启动程序)

>Ore numbers: (输入矿体数目)

>Element numbers: (输入组分数目)

>Element I Name: (输入第 I 种组分名称)

>Total Stage numbers: (输入阶段总数目)

>First Stage high: (输入第一阶段底板标高)

>Stage high: (输入阶段高度)

>Oxide Ore Y/N? (有氧化矿吗? 键入 Y 则转入氧化矿计算, 否则键入 N 即

退出。下同)

>Mixture Ore Y/N? (有混合矿吗?)

>Primary Ore Y/N? (有原生矿吗?)

>B: Gradation Y/N? (有 B 级吗?)

>C: Gradation Y/N? (有 C 级吗?)

>D: Gradation Y/N? (有 D 级吗?)

以下按计算 B 级块段为例提示 (C 级和 D 级计算提示与 B 级相同)。

>B: Block numbers: (输入 B 级计算单元块段的数目)

>B: Q=? (输入 B 级第 I 计算单元块段矿石量)

>B: Stage numbers: (输入 B 级第 I 计算单元块段的阶段数目)

>First Stage No (输入第 I 计算单元块段的第 1 个阶段顺序号码)

>Stage J S=? (输入第 J 阶段面积)

>Stage Eng. numbers: (第 J 阶段有效工程数目)

>Stage J Eng. K Length: (输入第 J 阶段第 K 个工程的样品长度, 或厚度)

>Stage J Eng. K Au=? (输入第 J 阶段第 K 个工程第 K₁ 种组份品位。此处

以Au为例)

.....

以上回答提示完毕, 即可通过计算打印输出结果表。

4) 计算实例

某金矿矿体垂直纵投影图如图 1-5-5 所示

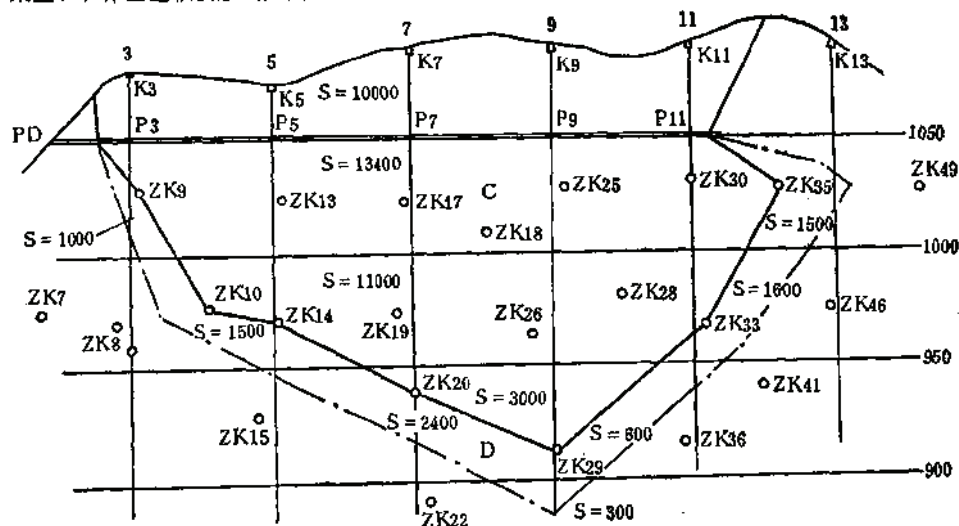


图 1-5-5 某金矿矿体垂直纵投影图

工程样品长度及平均品位表

表 1-5-5

工 程 号	样品长度 (m)	Au(g/t)	工 程 号	样品长度 (m)	Au(g/t)
K3	1.75	2.34	ZK14	3.20	4.01
K5	0.9	1.63	ZK17	1.70	2.71
K7	2.14	3.45	ZK18	2.40	2.04
K9	3.25	2.70	ZK19	1.50	6.05
K11	2.30	4.17	ZK20	1.50	10.14
P3	3.45	2.17	ZK25	2.00	3.27
P5	2.63	5.43	ZK26	1.80	5.01
P7	5.47	1.96	ZK28	0.6	4.1
P9	6.75	2.62	ZK29	4.37	2.05
P11	1.34	3.01	ZK30	5.00	6.01
ZK9	0.50	7.15	ZK33	3.20	2.51
ZK10	0.70	2.42	ZK35	2.50	3.21
ZK13	0.82	5.31			

该矿的矿石均为原生矿,其中C级储量22.5万吨、D级9万吨,分阶段的不同级别投影面积已标示在图中。各项工程的样品长度及平均品位见表1-5-5。

在储量计算时,将矿体划为两个计算单元块段,即C级块段和D级块段,共5个阶段。C级块段第一阶段标高为1050m(顺序编号为1);D级块段第一阶段标高为1000m(顺序编号2)。阶段高度50m。储量计算参数见表1-5-6。

储量计算参数表

表1-5-6

计算单元块段	块号	矿石类型	级别	矿石量(万吨)	阶段标高(m)	面积(m ²)	工程数目	工程名称
C级块段	1	原生矿	C	22.5	1050	10000	10	K ₃ ,K ₅ ,K ₇ ,K ₉ ,K ₁₁ ,P ₃ ,P ₅ ,P ₇ ,P ₉ ,P ₁₁
					1000	13400	12	P ₃ ,P ₅ ,P ₇ ,P ₉ ,P ₁₁ ,ZK ₉ ,ZK ₁₃ ,ZK ₁₇ ,ZK ₁₈ ,ZK ₂₅ ,ZK ₃₀ ,ZK ₃₅
					950	11000	6	ZK ₁₀ ,ZK ₁₄ ,ZK ₁₉ ,ZK ₂₆ ,ZK ₂₈ ,ZK ₃₃
					900	3000	2	ZK ₂₀ ,ZK ₂₉
D级块段	1	原生矿	D	9.0	1000	2500	2	ZK ₉ ,ZK ₃₅
					950	3000	3	ZK ₁₀ ,ZK ₁₄ ,ZK ₃₃
					900	4000	2	ZK ₂₀ ,ZK ₂₉
					850	300	2	ZK ₂₀ ,ZK ₂₉

计算结果如下:

```

+++++
**** Orebody: 1
*****
Primary
=====
-----
C: Block 1
-----
Stage 1050.00
+++++
Au 2.869
P: 1995.3076
Ore: 69535.0340
+++++
Stage 1000.00
+++++
Au 3.375
P: 3018.6161
Ore: 89427.0288
+++++
Stage 950.00
+++++

```

```

Au 3.919
P: 1820.4136
Ore: 46448.8192
+++++
Stage 900.00
+++++
Au 4.190
P: 820.8254
Ore: 19589.1177
+++++
Total block: 1
-----
Au 3.402
P: 7655.1630
Ore: 225000.0001
.....
Stage total
-----
Stage 1050.00
-----
Au 2.869
P: 1995.3076

```

```

Ore: 69535.0340
-----
Stage 1000.00
-----
Au 3.375
P: 3018.6161
Ore: 89427.0288
-----
Stage 950.00
-----
Au 3.919
P: 1820.4136
Ore: 46448.8192
-----
Stage 900.00
-----
Au 4.190
P: 820.8254
Ore: 19589.1177
-----
Total C:
-----

```

Au 3.402		Stage 950.00		Stage 850.00	
P ₁ 7655.1630		-----		Au 4.182	
Ore ₁ 225000.0001		Au 3.177		P ₁ 139.4290	
-----		P ₁ 881.0380		Ore ₁ 3333.4779	
-----		Ore ₁ 27730.1625		=====	
D ₁ Block 1		-----		Total Primary	
-----		Stage 900.00		-----	
Stage 1000.00		-----		Au 3.523	
+++++		Au 4.190		P ₁ 11097.8012	
Au 3.866		P ₁ 1855.8508		Ore ₁ 315000.0001	
P ₁ 566.3202		Ore ₁ 44290.1469		*****	
Ore ₁ 14646.2126		-----		Stage total	
+++++		Stage 850.00		-----	
Stage 950.00		-----		Stage 1050.00	
+++++		Au 4.182		Au 2.869	
Au 3.177		P ₁ 139.4290		P ₁ 1995.3076	
P ₁ 881.0380		Ore ₁ 3333.4779		Ore ₁ 69535.0340	
Ore ₁ 27730.1625		-----		-----	
+++++		Total D ₁		Stage 1000.00	
Stage 900.00		-----		Au 3.444	
+++++		Au 3.825		P ₁ 3584.9363	
Au 4.190		P ₁ 3442.6381		Ore ₁ 104073.2415	
P ₁ 1855.8508		Ore ₁ 90000.0000		-----	
Ore ₁ 44290.1469		Stage total		Stage 950.00	
+++++		-----		Au 3.641	
Stage 850.00		Stage 1050.00		P ₁ 2701.4518	
+++++		Au 2.869		Ore ₁ 74178.9817	
Au 4.182		P ₁ 1995.3076		-----	
P ₁ 139.4290		Ore ₁ 69535.0340		Stage 900.00	
Ore ₁ 3333.4779		-----		Au 4.190	
+++++		Stage 1000.00		P ₁ 2676.6763	
Total block:1		Au 3.444		Ore ₁ 63879.2646	
-----		P ₁ 3584.9363		-----	
Au 3.825		Ore ₁ 104073.2415		Stage 850.00	
P ₁ 3442.6381		-----		Au 4.182	
Ore ₁ 90000.0000		Stage 950.00		P ₁ 139.4290	
-----		Au 3.641		Ore ₁ 3333.4779	
Stage total		P ₁ 2701.4517			
-----		Ore ₁ 74178.9818		Total orebody:1	
Stage 1000.00		-----		-----	
-----		Stage 900.00		Au 3.523	
Au 3.866		Au 4.190		P ₁ 11087.8012	
P ₁ 566.3202		P ₁ 2676.6763		Ore ₁ 315000.0001	
Ore ₁ 14646.2126		Ore ₁ 63879.2646		*****	
-----		-----			

注：金属量的单位为kg，但结果P值应再除以10则得到真实值。


```

5 ) 程序清单
10: REM PROGRAM
   GGRCP-3A
20: REM This is a
   program of
   volume distribut
   ion method
30: "A"; CLEAR, W
   AIT 0
40: INPUT "Ore num
   bers: "; OB
50: INPUT "Element
   numbers: "; NE
60: DIM NA$(NE)
70: FOR H=1 TO NE
80: F$=STR$ H
90: PRINT "Elemen
   t", F$, "Name: ";
100: INPUT NA$(H);
   CLS
110: NEXT H
120: DIM GR$(3), RR
   $(3)
130: GR$(1)="B, ",
   GR$(2)="C, ",
   GR$(3)="D, "
140: RR$(1)="Oxid
   e", RR$(2)="Mi
   xture", RR$(3)=
   "Primary"
150: DIM G(NE), G1
   (NE), G2(NE), G3
   (NE), G4(NE)
160: INPUT "Total st
   age numbers: "; SN
170: INPUT "Firststage
   high: "; HI
175: INPUT "stage h ig
   h, HJ."
177: HI=HI+HJ
180: DIM C1(NE,SN),
   C2(NE,SN), C3
   (NE,SN), P1(S
   N), P2(SN), P3(SN)
185: DIM C0(NE,SN),
   SS(SN).
190: LPRINT " * * *
   * * * * * "
200: FOR II=1 TO OB
210: LPRINT " Orebo-
   dy: "; STR$ II
220: LPRINT " * * *
   * * * * * "
230: Q4=0; FOR L1=1
   TO NE; G4(L1)=
   0; NEXT L1
240: FOR L2=1 TO
   SN; P3(L2)=0; F
   OR L1=1 TO NE;
   C3(L1,L2)=0; N
   EXT L1; NEXT L2
250: FOR I=1 TO 3
260: PRINT RR$(I);
   ore Y/N";
270: INPUT K1$, CLS
280: IF K1$="Y" OR
   K1$="y" THEN
   310
290: IF K1$="N" OR
   K1$="n" THEN
   1590
300: GOTO 260
310: LPRINT RR$(I)
320: LPRINT " == =
   == = == = "
330: Q3=0; FOR L1=1
   TO NE; G3(L1)=
   0; NEXT L1
340: FOR L2=1 TO S
   N; P2(L2)=0; F
   OR L1=1 TO NE;
   C2(L1,L2)=0; N
   EXT L1; NEXT L2
350: FOR J=1 TO 3
360: PRINT GR$(J);
   "Gradation Y/N";
370: INPUT K2$, CLS
380: IF K2$="Y" OR
   K2$="y" THEN
   430
390: IF K2$="N" OR
   K2$="n" THEN
   1320
400: GOTO 360
430: PRINT GR$(J);
   "Block numbers: ";
440: INPUT BN; CLS
450: Q2=0; FOR L1=1
   TO NE; G2(L1)=
   0; NEXT L1
460: FOR L2=1 TO
   SN; P1(L2)=0; F
   OR L1=1 TO NE;
   C1(L1,L2)=0; N
   EXT L1; NEXT
   L2
470: FOR K=1 TO BN
480: LPRINT " - - -
   - - - - - "
490: LPRINT GR$
   (J); "Block"; STR
   $ K
500: LPRINT " - - -
   - - - - - "
510: K3$="No." + S
   TR$ K
515: PRINT GR$(J);

```

K3\$; "Q=";	(L 1); "=";	(L1, K1)+G(L 1)
517: INPUT Q; CLS	770: INPUT GG; CLS	* QQ
520: PRINT GR\$(J);	780: G(L1)=G(L1) +	900: NEXT L1
K3\$; "Stage nu-	GG * HH	910: P1(K1) = P1
mbers;"	790: NEXT L1	(K1) + QQ
530: INPUT BE; CLS	800: NEXT L	920: LPRINT "Ore:";
540: PRINT K3\$; "F-	810: FOR L1=1 TO NE	USING " * * * *
irst stage No.;"	830: C0(L1, KK) = G(L	* * * * *
550: INPUT FI; CLS	1)/H1	*"; QQ
560: Q1=0; FOR L1=1	840: NEXT L1	930: Q1=Q1+QQ
TONE; G1(L1)=	845: V=S*H1/EN	940: LPRINT "++++
0; NEXT L1	847: SS(KK)=V, TV	++++++"
565: TU=0; FOR L1=	=TV+V	950: NEXT K1
1 TO SN; SS(L1)	850: NEXT K1	960: LPRINT "Total
=0; NEXT L1	852: FOR K1=1 TO	block;"
570: FOR K1=1 TO BE	SN	STR\$ K
580: K4\$=STR\$ K1	854: IF SS(K1)=0	970: LPRINT "-----
590: KK=FI+K1-1	THEN 950	-----"
620: PRINT "Stage";	855: HK=H1-K1*HJ	980: FOR L1=1 TO NE
K4\$; "S=";	856: LPRINT "Stage";	990: G1(L1)=G1(L1)/
630: INPUT S; CLS	USING " * * * *	Q1
670: PRINT "Stage";	* * * *"; HK	1000: LPRINT NA\$(L
K4\$; "Eng. num-	857: LPRINT "++++	1); USING " * * * *
bers;"	++++++"	* * * *"; G1(L
680: INPUT EN; CLS	858: QQ=Q*SS(K1)	1)
690: H1=0; FOR L1=	/TU	1005: LPRINT "P:";
1 TO NE; G(L1)	860: FOR L1=1 TO NE	USING " * * * *
=0; NEXT L1	865: G(L1)=G0(L1,	* * * * *
700: FOR L=1 TO EN	K1)	*"; Q1*G1(L1)/
710: K5\$=STR\$ L	870: LPRINT NA\$(L	100
720: PRINT "Stage";	1); USING " * * * *	1010: G2(L1)=G2(L1)
K4\$; "Eng.;"	* * * *"; G(L1)	+G1(L1)*Q1
K5\$; "length";	875: LPRINT "P:";	1020: NEXT L1
730: INPUT HH; CLS	USING " * * * *	1030: LPRINT "Ore:";
740: H1=H1+HH	* * * * *	USING " * * * *
750: FOR L1=1 TO NE	*"; G(L1)*00/100	* * * * *
760: PRINT "Stage";	880: G1(L1)=G1(L1)	*"; Q1
K4\$; "Eng.;"	+G(L1)*QQ	1040: Q2=Q2+Q1
K5\$; " "; NA\$	890: C1(L1, K1)=C1	1050: NEXT K
		1052: LPRINT " * * * *

```

" . . . . . "
1054: LPRINT "Stage      GR$(J)                2,L1)/P2(L1)
      total"
1060: FOR L1=1 TO SN      1220: LPRINT "----- 1420: LPRINT NA$(L
1070: IF P1(L1)=0 THEN   ----- "      2); USING " * * *
1080: LPRINT "----- 1230: FOR L1=1 TO NE      * . * * "; C2(L2,
      ----- "      1240: G2(L1) = G2(L1)      L1)
1090: HS=HI-L1*HJ        /Q2      1430: C3(L2,L1)=C3(L
1100: LPRINT "Stage";    1250: LPRINT NA$(L      2,L1)+C2(L2,
      USING " * * * *      1); USING " * * *      L1)*P2(L1)
      * . * * "; HS      1); G2(L      1440: LPRINT " P;";
1105: LPRINT "----- 1260: G3(L1) = G3(L1)      USING " * * * *
      ----- "      + G2(L1)*Q2      * * * * . * * *
1110: FOR L2=1 TO NE     1270: LPRINT " P;";      *"; C2(L2,L1)*P
1120: C1(L2,L1)=C1(L      USING " * * * *      2(L1)/100
      2,L1)/P1(L1)      * * * * . * * *      1450: NEXT L2
1130: LPRINT NA$(L      *"; G2(L1)*Q2/      1460: LPRINT "Ore;";
      2); USING " * * *      100      USING " * * * *
      * . * * "; C1(L      1280: NEXT L1      * * * * . * * *
      2,L1)      1290: LPRINT "Ore;";      P2(L1)
1140: C2(L2,L1)=C2(L      USING " * * * *      1470: P3(L1)+P3(L1)
      2,L1)+C1(L2,L      *"; Q2      +P2(L1)
      1)*P1(L1)      1300: Q3=Q3+Q2      1480: NEXT L1
1150: LPRINT " P;";      1310: LPRINT "----- 1485: LPRINT "= = = =
      USING " * * * *      ----- "      = = = = = = = "
      * * * * . * * *      1320: NEXT J      1490: LPRINT "Total";
      *"; C1(L2,L1)*P      1322: LPRINT "Stage      RR$(I)
      1(L1)/100      total"      1500: LPRINT "-----
1160: NEXT L2      1330: FOR L1=1 TO SN      ----- "
1170: LPRINT "Ore;";      1340: IF P2(L1)=0 THEN      1510: FOR L1=1 TO NE
      USING " * * * *      HEN 1480      1520: G3(L1)=G3(L1)
      * * * * . * * *      1350: LPRINT "-----  /Q3
      *"; P1(L1)      ----- "      1530: LPRINT NA$(L
1180: P2(L1)=P2(L1)      1380: HS=HI-L1*HJ,      1); USING " * * *
      +P1(L1)      1390: LPRINT " Stag-      * . * * "; G3(L1)
1190: NEXT L1      e"; USING " * * *      1535: LPRINT " P;";
1200: LPRINT "-----  * . * * "; HS      USING " * * * *
      ----- "      1400: FOR L2=1 TO NE      * * * * . * * *
1210: LPRINT "Total ";   1410: C2(L2,L1)=C2(L      *"; Q3*G3(L1)/

```

```

+ G3(L1) * Q3      1650: C3(L2,L1) = C3(L
1550: NEXT L1      2, L1)/P3(L1)      1810: FOR L1 = 1 TO NE
1560: LPRINT "Ore:", 1670: LPRINT NA$(L      1820: G4(L1) = G4(L1)
      USING " * * * *      2); USING " * * * *      /Q4
      * * * * * * * *      * * * * "; C3(L      1830: LPRINT NA$(L
      * "; Q3      2, L1)      1); USING " * * * *
1570: Q4 = Q4 + Q3      1690: LPRINT "P:";      * * * * "; G3(L
1580: LPRINT " * * * *      USING " * * * *      1)
      * * * * * * * *      * * * * * * * *      1840: LPRINT "P:";
1590: NEXT I      * "; C3(L2,L1) * P      USING " * * * *
1594: LPRINT "Stage      3(L1)/100      * * * * * * * *
      total"      1700: NEXT L2      * "; G4(L1) * Q4/
1600: FOR L1 = 1 TO SN      1710: LPRINT "Ore:";      100
1610: IF P3(L1) = 0 T-      USING " * * * *      1850: NEXT L1
      HEN 1730      * * * * * * * *      1860: LPRINT "Ore:";
1620: LPRINT " - - - -      * "; P3(L1)      USING " * * * *
      - - - - - - - - "      1730: NEXT L1      * * * * * * * *
1625: HS = HI - L1 * HJ      1740: LPRINT " * * * *      * "; Q4
1630: LPRINT "Stage";      * * * * * * * * "      1870: LPRINT " * * * *
      USING " * * * *      1790: LPRINT "Total      * * * * * * * *
      * * * * "; HS      orebody:"; STR$ II      1880: NEXT II
1640: FOR L2 = 1 TO NE      1800: LPRINT " - - - -      1890: END

```

5.1.5 剖(断)面法

5.1.5.1 水平断面法

本法适用于以坑道或坑道配合水平钻孔勘探的陡倾斜矿床。

矿石体积的计算,是根据相邻两个水平断面上矿体的面积和断面间的垂直距离,用几何公式计算。断面的平均品位是由各水平工程平均品位,以见矿长度加权求得。阶段的平均品位由相邻两断面的平均品位,以面积加权平均法求得。

设计中采用此法计算阶段矿量,有以下几种情况:

勘探阶段已计算的阶段矿量,阶段标高与开采设计相一致,则直接利用其成果。

当在勘探阶段之间需要增加副阶段时,设计中要进一步计算阶段矿量。一般是结合补作的辅助阶段平面图进行。矿石体积计算按相邻断面矿体面积的相对差,选择不同的体积计算公式计算,然后计算矿石量。分阶段平均品位,以靠近的原断面的平均品位代替,或者采用原阶段平均品位。

当需要进行地下、露天开采方案比较,在原勘探的两个水平断面间,划分多个阶段时,其阶段矿石量的计算方法与上相同。阶段平均品位一般采用原计算的阶段平均品位,即两个水平断面间的各阶段平均品位相同。

1. 常规储量计算

1) 阶段矿石量计算

先计算阶段的矿石体积,再以体积乘体重即为阶段矿石量。

计算体积时:

(1) 当上、下阶段面积 $S_1 > S_2$, 且 $\frac{S_1 - S_2}{S_1} < 40\%$ 时, 采用棱台公式计算。计算公式为:

$$V = \frac{1}{2} (S_1 + S_2) H \quad (1-5-4)$$

(2) 当上、下阶段面积 $S_1 > S_2$, 且 $\frac{S_1 - S_2}{S_1} > 40\%$ 时, 采用截锥公式计算。计算公式为:

$$V = \frac{1}{3} (S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 \cdot S_2}) H \quad (1-5-5)$$

(3) 当上、下阶段有一个阶段无面积, 则需根据矿体面积形状不同, 选择楔形或锥形公式计算。计算公式为:

$$V = \frac{1}{2} S H \text{ (楔形)} \quad (1-5-6)$$

$$V = \frac{1}{3} S H \text{ (锥形)} \quad (1-5-7)$$

(4) 当阶段平面图采用中线法编制时, 图上的矿体界线为中线 (即阶段顶、底标高之间的中间标高线), 采用柱体公式计算。计算公式为:

$$V = S H \quad (1-5-8)$$

以上各式中 V —阶段体积, m^3 ;

S_1 、 S_2 ——上、下阶段矿体面积, m^2 ;

H ——阶段高度, m 。

需要计算岩石量的矿种, 其体积的计算公式与上列计算公式相同。

2) 阶段金属量计算

阶段矿石量乘阶段平均品位即得阶段金属量。

各阶段矿石量 (金属量) 之和即为矿区的矿石量 (金属量)。矿石量除金属量, 即得矿区平均品位 (不需计算金属量的矿种, 其平均品位用阶段矿石量或体积与阶段平均品位加权平均计算求得)。

3) 夹层和近矿围岩品位

有些矿种除计算矿体的矿石量、品位、金属量外, 还须计算夹层 (石) 和近矿围岩的平均品位。夹层 (石) 平均品位一般用其试样长度加权平均计算; 近矿围岩因其试样个数不多, 可用算术平均法计算平均品位。

2. GGRCP-4A 水平断面法储量计算程序

1) 程序功能

本程序适用于计算水平断面间的储量。它把每相邻两水平断面之间的同级别、同矿石类型的储量对应部份看成一个计算单元块段 (包括外推部份), 可以对任意矿体按矿石类型、储量级别的不同, 对应计算单元块段矿石量、平均品位和金属量, 并统计出不同级别、不同矿石类型和整个矿体的矿石量、平均品位和金属量。

对于不需要按阶段计算储量的水平断面法计算储量的矿体, 本程序同样具有应用价

值。

2) 数据准备

(1) 每个计算单元块段的相邻水平断面的面积 S_1 和 S_2 ，断面间距 d 。

(2) 每个计算单元块段内的有效工程长度及工程的平均品位(由GGRCP-1A和GGRCP-1B程序计算提供)。

(3) 不同矿石类型、不同储量级别的矿石体重。

3) 使用方法

本程序采用的是全屏幕化提示方法，只要按要求回答或输入相应的信息和数据，就可输出需要的各种计算结果。使用时，首先将GGRCP-4A程序装入PC-1500袖珍微型计算机，并在RUN模式下，键入RUN，则可启动该程序。现详细说明运行中的屏幕提示格式与内容：

>RUN/ (启动程序)

>Orebody numbers (输入矿体数目)

>Element numbers (输入组份数目)

>Element name: Cu (第1种组份的名称，以铜为例)

.....

>Oxide ore Y/N? (有氧化矿吗？键入Y则有，转入选择氧化矿的不同级别的储量计算，否则键入N则表示无，下同)

>Miature ore Y/N? (有混合矿吗？)

>Primary ore Y/N? (有原生矿吗？)

>B: gradetion Y/N? (有B级储量吗？键入Y，则计算B级储量，否则键入N即退出，下同)

>C: gradation Y/N? (有C级储量吗？)

>D: gradation Y/N? (有D级储量吗？)

若有B级储量，则提示：

>B: Special Gravity? (B级的体重？)

若有C级储量，则提示：

>C: Special Gravity? (C级的体重？)

若有D级储量，则提示：

>D: Spec: al Gravity? (D级的体重？)

以下按计算B级储量提示(C、D级亦相同)

>B: Block numbers? (B级的计算单元块段数目？)

>B: No1 S_1 = ? (B级第1号计算单元块段在1号水平断面上的面积？)

>B: No1 S_2 = ? (B级第1号计算单元块段在2号水平断面上的面积？)

>D: Distance? (两断面间距？)

>B: No1 Eng. numbers? (B级第1号计算单元块段的有效工程数目？)

>B: No1 Eng. J length? (B级第1号块段中第J个工程样品长度？)

>B: No1 Eng. J Cu = ? (B级第1号计算单元块段中第J个工程的铜品位

%?)

.....

以上提示回答和输入数据完毕, 计算机即可将计算结果打印输出。输出格式见实例。

4) 计算实例

某铅锌矿体的两个水平断面如图 1-5-6 所示。

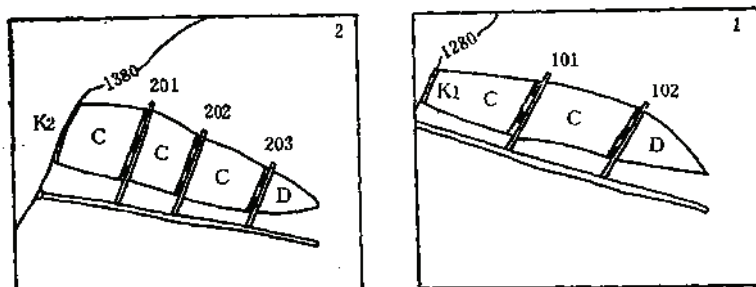


图 1-5-6 某铅锌矿 1、2 号水平断面图

各工程平均品位列于表 1-5-7 中, 两水平断面间距 100m, C 级矿石体重 3.1、D 级矿石体重 2.5。

从断面图上测得: 1 号断面 C 级面积 335m², D 级面积 42.5m²; 2 号断面 C 级面积 1172.5m², D 级面积 80m²。现计算两断面间及两断面外推部份的储量。

首先划定计算单元块段, 按一般方法划分为四个单元块段, 即 1 号断面的 C、D 级外推 1/2 断面间距的 D 级储量, 2 号断面 C、D 级储量外推断面间距 1/2 的 D 级储量, 两断面间的 C 级和 D 级储量。各计算单元块段的参数详见表 1-5-8。

工程计算参数表

表 1-5-7

断面号	工程名称	样品长 (m)	Pb(%)	Zn(%)
1 (1280m)	K ₁	15.0	1.23	1.56
	101	13.0	1.38	1.58
	102	7.0	2.4	2.0
2 (1380m)	K ₂	31.0	2.07	2.64
	201	19.0	1.48	1.95
	202	13.0	1.8	3.27
	203	9.5	1.86	3.09

单元块段计算参数表

表 1-5-8

计算单元块段	块号	级别	S ₁ (m ²)	S ₂ (m ²)	间距 (m)	体重 (t/m ³)	有效工程
1—2断面间C级	1	C	335	1172.5	100	3.1	K ₁ , 101, 102, K ₂ , 201, 202, 203
1号断面外推D级	1	D	377.5	0	50	2.5	K ₁ , 101, 102
1—2断面间D级	2	D	42.5	80	100	2.5	102, 103
2号断面外推D级	3	D	1252.5	0	50	2.5	K ₂ , 201, 202, 203

其计算结果如下:

*****	Pb 1.519	-----
Orebody: 1	P _i 239.0383	Pb 1.730
*****	Zn 1.655	P _i 1436.2055
Primary	P _i 260.3851	Zn 2.445
=====	Ore _i 15729.1666	P _i 2029.4011
C _i Block 1	-----	Ore _i 82984.1265
-----	D _i Block 2	=====
Pb 1.691	Pb 1.801	Total Primary
P _i 3729.6372	P _i 271.3969	-----
Zn 2.313	Zn 2.627	Pb 1.701
P _i 5101.9918	P _i 395.9089	P _i 5165.8427
Ore _i 220536.8533	Ore _i 15067.4599	Zn 2.349
-----	-----	P _i 7131.3939
Total C _i	D _i Block 3	Ore _i 303520.9799
Pb 1.691	-----	*****
P _i 3729.6372	Pb 1.773	Total orebody: 1
Zn 2.313	P _i 925.7702	-----
P _i 5101.9918	Zn 2.631	Pb 1.701
Ore _i 220536.8533	P _i 1373.1071	P _i 5165.8427
=====	Ore _i 52187.5000	Zn 2.349
D _i Block 1	-----	P _i 7131.3939
-----	Total D _i	Ore _i 303520.9799

```

5) 程序清单
10: REM PROGRAM          t",F$;"Name,";
   GGRCP-4A              90: INPUT NA$(H),
                           CLS
20: REM This is a        100: NEXT H
   program of ca         110: DIM GR$(3),R
   lculating rese       R$(3)
   rve of virtica 1     120: RR$(1)="Dxid
   cross-section        e",RR$(2)="M
   method               ixture",RR$(3)
30: "A";CLEAR;          ="Primary"
   WAIT 0               125: GR$(1)="B:",G
40: INPUT "Orebody      R$(2)="C:",GR
   numbers:";OB         R$(3)="D:"
50: INPUT "Element      150: DIM G(NE),G1(N
   numbers:";NE         E),G2(NE),G3(N
60: DIM NA$(NE)         E)
70: FOR H=1TO NE       131: LPRINT "*****
75: F$=STR$ H          *****"
80: PRINT "Elemen      134: FOR II=1TO OB
                           136: LPRINT "Orebod
                           y:";STR$ II
                           138: LPRINT "*****
                           *****"
                           139: Q3=0;FOR LI=1
                           TO NE;G3(LI)=
                           0;NEXT LI
                           140: FOR I=1TO 3
                           145: PRINT RR$(I),
                           "ore Y/N";
                           150: INPUT K1$;CLS
                           160: IF K1$="Y" OR
                           IK1$="y" THEN
                           190
                           170: IF K1$="N"OR K
                           1$="n"THEN 730
                           180: GOTO 145
                           190: LPRINT RR$(I)
                           195: LPRINT "====="

```

```

===== "
197: Q2= 0, FOR L1=
      1 TO NE: G2(L1)
      = 0: NEXT L1
200: FOR J= 1 TO 3
205: PRINT GR$(J), "
      Gradation Y/N";
210: INPUT K2$, CLS
220: IF K2$ = "Y" OR
      K2$ = "y" THEN
      250
230: IF K2$ = "N" OR K2
      $ = "n" THEN 675
240: GOTO 205
250: PRINT GR$(J), "
      Special gravi-
      ty";
260: INPUT D: CLS
270: PRINT GR$(J), "
      Block numbers";
275: INPUT BN: CLS
277: Q1= 0: FOR L1=1
      TO NE: G1(L1)= 0
      ,NEXT L1
280: FOR K=1 TO BN
290: LPRINT GR$(
      J), "Block", STR
      $ K
300: LPRINT "-----
      -----"
310: K3$= "No." + STR
      $ K
320: PRINT GR$(J),
      K3$, "S1=";
330: INPUT S1: CLS
340: PRINT GR$(J),
      K3$, "S2=";
350: INPUT S2: CLS
360: INPUT "Distanc
e: "; HL
365: PRINT GR$(J),
      K3$, "Eng. numbe
      rs";
370: INPUT EN: CLS
375: H1= 0: FOR L1=1
      TO NE: G(L1)=0;
      NEXT L1
380: FOR L=1 TO EN
385: K4$=STR$ L
390: PRINT GR$(J),
      K3$, "Eng."; K4
      $, "length";
395: INPUT HH: CLS
400: H1=H1+HH
410: FOR L1=1 TO NE
420: PRINT GR$(J),
      K3$, "Eng."; K4
      $, "NA$(L1);
      "= ";
430: INPUT GG: CLS
435: G(L1)=G(L1)+G
      G*HH
440: NEXT L1
450: NEXT L
455: SM=S1: IF SM<S2
      LET SM=S2
460: IF ABS(S1-S2)
      /SM>.4 THEN 520
470: Q=D*(S1+S2)
      *HL/2: GOTO
      530
520: Q=D*(S1+S2+
       $\sqrt{(S1*S2)}$ )*HL
      /3
530: FOR L1=1 TO NE
540: G(L1)=G(L1)/H1
550: LPRINT NA$(L
      1); USING " * * *
      * * * * "; G(L1)
560: G1(L1)=G1(L1)+
      G(L1)*Q
565: LPRINT "P: "; US
      ING " * * * * *
      * * * * * "; Q
      *G(L1)/100
570: NEXT L1
580: LPRINT "Ore: ";
      USING " * * * *
      * * * * * "; Q
585: Q1=Q1+Q
587: LPRINT "-----
      -----"
590: NEXT K
595: LPRINT "Total";
      GR$(J)
597: LPRINT "-----
      -----"
600: FOR L1=1 TO NE
620: G1(L1)=G1(L1)
      /Q1
630: LPRINT NA$(L
      1); USING " * * *
      * * * "; G1(L1)
640: G2(L1)=G2(L1)+
      G1(L1)*Q1
645: LPRINT "P: ";
      USING " * * * * *
      * * * * * "; Q1*G1
      (L1)/100
650: NEXT L1
660: LPRINT "Ore: ";
      USING " * * * *
      * * * * * ";
      Q1
670: Q2=Q2+Q1
672: LPRINT "=====
      ====="

```

```

675: NEXT J          710: NEXT L1          1); USING " * * *
677: LPRINT "Tota    720: LPRINT "Ore:";      * * * * "; G3(L1)
      1"; RR$ (I)      USING " * * * *      785: LPRINT " P:";
678: LPRINT " - - - - * * * * * * * *      USING " * * * *
      - - - - - - - " * "; Q2          * * * * * * *
680: FOR L1=1 TO NE   725: Q3 = Q3 + Q2          * "; Q3 * G3(L1)/
690: G2(L1) = G2 (L1)/ 727: LPRINT " * * * *      100
      Q2          * * * * * "      790: NEXT L1
700: LPRINT NA$ (L    730: NEXT I          800: LPRINT "Ore:";
      1); USING " * * * *      740: LPRINT "Total      USING " * * * *
      * * * * "; G2(L1)      orebody:"; STR$      * * * * * * *
705: G3(L1) = G3(L1) + II          * * "; Q3
      G2(L1) * Q2          750: LPRINT " - - - -      810: LPRINT " * * * *
707: LPRINT "P:";      - - - - - - - "      * * * * * * *
      USING " * * * *      760: FOR L1=1 TO NE      * * * * * "
      * * * * * * *      770: G3(L1) = Q3(L1)/      820: NEXT II
      * "; Q2 * G2 (L1)/      Q3          830: END
      100          780: LPRINT NA$ (L

```

5.1.5.2 垂直平行剖面法

1. 常规储量计算

垂直平行剖(断)面法与水平剖(断)面法的原理基本相同。但在计算露天开采阶段储量时,端部剖面至采场边界之间的储量,需根据露天采场的形状和矿体向外延伸情况进行计算。一般可以进行外推,而较精确的计算方法是采用分配法计算端部矿量。

2. GGRCP—5A垂直平行剖面法储量计算程序

1) 程序功能

本程序用于计算垂直平行剖面间的(分阶段)储量。它把每相邻两垂直平行剖面间同一储量级别、同一矿石类型的对应部份,看成一个计算单元块段(包括外推部份),可以对任意矿体按储量级别、矿石类型的不同,对应将单元块段分成若干阶段,计算其矿石量、平均品位和金属量,并统计出不同级别、类型和整个矿体的矿石储量、平均品位和金属量。

2) 数据准备

(1) 每个计算单元块段的相邻两平行剖面同类型、同级别、分阶段的面积 S_1 和 S_2 ,剖面间距 d ;

(2) 每个计算单元块段中分阶段的有效工程长度及工程平均品位(由GGRCP—1A和GGRCP—1C程序计算提供);

(3) 不同矿石类型、不同储量级别的矿石体重;

(4) 阶段个数,第一阶段的底板标高值和阶段高度。

3) 使用方法

本程序采用全屏幕化提示方法，只要按提示回答或输入相应的信息和数据，即可输出所需要的各种计算结果。使用时，先将GGRCP—5A程序装入PC—1500机内，在RUN模式下，键入RUN，则起动GGRCP—5A程序。现详细说明运行中的屏幕提示格式与内容：

```

>Run✓      ( 起动程序 )
>Ore numbers;      ( 输入矿体数目 )
>Element numbers;  ( 输入组份数目 )
>Element I Name;   ( 第 I 种组份名称 )
.....
>Total Stage numbers;      ( 输入总阶段数 )
>First stage high;      ( 输入第一阶段的底板标高 )
>Stage high;      ( 输入阶段高度 )
>Oxide ore Y/N?      ( 有氧化矿吗？键入Y则转入氧化矿不同储量级别的计算；
键入N则退出，下同 )
>Mixture ore Y/N?      ( 有混合矿吗？ )
>Primary ore Y/N?      ( 有原生矿吗？ )
>B1 gradation Y/N?      ( 有B级吗？ )
>C1 gradation Y/N?      ( 有C级吗？ )
>D1 gradation Y/N?      ( 有D级吗？ )
若有B级则提示：
>B1 Special gravity?      ( B级的体重？ )
若有C级则提示：
>C1 Special gravity?      ( C级的体重？ )
若有D级则提示：
>D1 Special gravity?      ( D级的体重？ )
以下按计算C级储量提示 ( B、D级亦相同 )：
>C1 Block numbers;      ( C级的计算单元块段数目 )
>C1 NoI Stage numbers;      ( C级第 I 号计算单元块段的阶段数目 )
>NoI First Stage No      ( 第 I 号计算单元块段的阶段号码 )
.....
>Stage J: S1 = ?      ( 第J阶段 1 号剖面上的面积 )
>Distance;      ( 两剖面间距 )
>Stage J Eng. numbers;      ( 第J阶段有效工程数目 )
.....
>Stage J Eng. K length      ( 第J阶段第K号工程长度 )
>Stage J Eng. K Pb = ?      ( 第J阶段第K号工程第 1 种金属Pb的品位，此处
以Pb为例 )
.....

```

以上提示回答和输入数据完毕，则将计算结果打印输出。输出格式见实例。

4) 计算实例

某铅锌矿体中有1号和2号两相邻平行剖面,如图1-5-7所示。两剖面间距为100m。矿石类型均为原生矿。

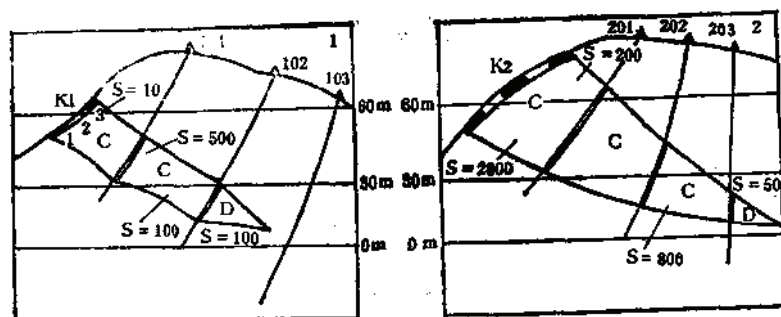


图 1-5-7 某铅锌矿1、2号剖面图

各有关计算参数详见表1-5-9。

储量计算参数表

表 1-5-9

计算单元块段	块号	间距(m)	储量级别	体重(t/m^3)	阶段高度(m)	S_1 (m^2)	S_2 (m^2)	有效工程数目	工程号	样品长度(m)	Pb(%)	Zn(%)
1~2号剖面间C级储量块段	1	100	C	3.05	60	10	200	3	K ₁	5.0	1.50	4.00
									K ₂	12.0	1.30	2.80
									201	3.0	1.80	3.20
					30	500	2000	5	K ₁	7.0	1.55	3.70
									101	14.0	1.48	3.60
									K ₂	7.2	2.00	2.50
									201	20.0	1.80	2.50
									202	7.3	2.20	3.00
					0	100	800	3	102	10.0	2.10	2.80
									103	10.0	1.80	2.30
									203	8.0	1.90	3.00
1~2号剖面间D级储量块段	1	100	D	2.9	0	100	50	2	102	10.0	2.10	2.80
									203	8.0	1.90	3.00

其计算结果如下			P ₁	818.3348	-----
*****			Ore ₁	25896.6715	Pb 2.011
*****Orebody: 1			-----Stage		P ₁
*****			30.00		429.0779
Primary			-----		Zn 2.888
=====			Pb 1.766		P ₁
=====			P ₁	6285.1066	616.3550
-----C ₁ Block 1			Zn 2.994		Ore ₁
-----			P ₁	10655.7657	21335.3655
-----Stage 60.00			Ore ₁	355833.3333	-----
+++++			-----Stage		Total D ₁
++++Pb 1.425			0.00		Pb 2.011
P ₁	369.0275		-----Pb 1.935		P ₁
Zn 3.160			P ₁	2327.8062	429.0779
P ₁	818.3348		Zn 2.678		Zn 2.888
Ore ₁	25896.6715		P ₁	3221.1341	P ₁
+++++			Ore ₁	120255.6758	616.3550
++++Stage 30.00			-----		Ore ₁
+++++			-----Total C ₁		21335.3655
+++++			-----Pb 1.789		-----
++++Pb 1.766			P ₁	8981.9404	Stage total
P ₁	6285.1066		Zn 2.927		-----
Zn 2.994			P ₁	14695.2347	Stage 60.00
P ₁	10655.7657		Ore ₁	501985.6807	Pb 1.425
Ore ₁	355833.3333		=====		P ₁
+++++			=====		369.0275
++++Stage 0.00			-----D ₁ Block 1		Zn 3.160
+++++			-----		P ₁
+++++			-----Pb 1.789		818.3348
++++Pb 1.935			P ₁	8981.9404	Ore ₁
P ₁	2327.8062		Zn 2.678		25896.6715
Zn 2.927			P ₁	3221.1341	-----
P ₁	10655.7657		Ore ₁	120255.6758	Stage 30.00
Ore ₁	355833.3333		+++++		Pb 1.766
+++++			Pb 2.011		P ₁
+++++			P ₁	429.0779	6285.1066
++++Total block, 1			Zn 2.888		Zn 2.994
-----			P ₁	616.3550	P ₁
-----Pb 1.789			Ore ₁	21335.3655	10655.7657
P ₁	8981.9404		+++++		Ore ₁
Zn 2.927			Total block, 1		355833.3333
P ₁	14695.2347		-----		-----
Ore ₁	501985.6807		Pb 2.011		Stage 0.00
*****Stage			P ₁	429.0779	Pb 1.947
total			Zn 2.888		P ₁
-----Stage			P ₁	616.3550	2756.8842
60.00			Ore ₁	21335.3655	Zn 2.710
-----			+++++		P ₁
Pb 1.425			Total block, 1		3837.4891
P ₁	369.0275		Pb 2.011		Ore ₁
Zn 3.160			P ₁	429.0779	141591.0414
			Zn 2.888		Total Primary
			P ₁	616.3550	-----
			Ore ₁	21335.3655	Pb 1.798
			-----		P ₁
			Stage total		9411.0183
			-----		Zn 2.925
			Stage 0.00		P ₁
					15311.5897
					Ore ₁
					523321.0413

					Stage total

					Stage
					60.00
					Pb
					1.425

P ₁	369.0275	P ₁	10655.7657	
Zn	3.160	Ore ₁	355333.3333	Total orebody: 1
P ₁	818.3348	-----	-----	-----
Ore ₁	25896.6715	Stage	0.00	Pb 1.798
-----	-----	Pb	1,947	P ₁ 9411.0183
Stage	30.00	P ₁	2756.8842	Zn 2.925
Pb	1.766	Zn	2.710	P ₁ 15311.5897
P ₁	6285.1066	P ₁	3837.4891	Ore ₁ 523321.0463
Zh	2.994	Ore ₁	141591.0414	*****

```

5: 程序清单
10: REM PROGRAM
   GGRCPC-5A
20: REM This is a
   program of calculating
   reserve of vertical
   cross-section method
30: "A":CLEAR,
   WAIT 0
40: INPUT "Ore numbers;"OB
50: INPUT "Element
   numbers;"NE
60: DIM NA$(NE)
70: FOR H=1 TO NE
80: F$=STR$ H
90: PRINT "Element";F$;"Name:"
100: INPUT NA$(H):
   CLS
110: NEXT H
120: DIM GR$(3), RR$(3)
130: GR$(1)="B:",GR$(2)="C:",GR$(3)="D:"
140: RR$(1)="Oxid
   e", RR$(2)="Mixture", RR$(3)
   ="Primary"
150: DIM G(NE), G1(NE), G2(NE), G3(NE), G4(NE)
160: INPUT "Total stage numbers;"SN
170: INPUT "First stage high;"HI
175: INPUT "Stage high;"HJ
177: HI=HI+HJ
180: DIM C1(NE,SN), C2(NE,SN), C3(NE,SN), P1(SN), P2(SN), P3(SN)
190: LPRINT "*****"
   *****
   *****
200: FOR II=1 TO OB
210: LPRINT "Orebody:"STR$ II
220: LPRINT "*****"
   *****
230: Q4=0:FOR L1=1 TO NE:G4(L1)=0:NEXT L1
240: FOR L2=1 TO SN:
   P3(L2)=0:FOR L1=1 TO NE:
   C3(L1,L2)=0:NEXT L1
250: FOR I=1 TO 3
260: PRINT RR$(I), "oreY/N";
270: INPUT K1$:CLS
280: IF K1$="Y" OR K1$="y" THEN
   310
290: IF K1$="N" OR K1$="n" THEN
   1590
300: GOTO 260
310: LPRINT RR$(I)
320: LPRINT "====="
   =====
   =====
330: Q3=0:FOR L1=1 TO NE:G3(L1)=0:NEXT L1
340: FOR L2=1 TO SN:
   P2(L2)=0:FOR L1=1 TO NE:
   C2(L1,L2)=0:NEXT L1
350: FOR J=1 TO 3

```



```

360: PRINT GR$(J);
      "Gradation Y/N";
370: INPUT K2$;CLS
380: IF K2$="Y"OR K
      2$="y"THEN 410
390: IF K2$="N" OR
      K2$="n" THEN
      1320
400: GOTO 360
410: PRINT GR$(J);
      "Special gravity.";
420: INPUT D;CLS
430: PRINT GR$(J);
      "Block number
      s.";
440: INPUT BN;CLS
450: Q2=0;FOR L1=1
      TO NE;G2(L1)=
      0;NEXT L1
460: FOR L2=1TOSN;
      P1(L2)=0;FOR
      L1=1TONE;C1(L
      1,L2)=0;NEXT
      L1;NEXT L2
470: FOR K=1TO BN
480: LPRINT "-----
      -----"
      "
490: LPRINT GR$(J);
      "Block";STR$K
500: LPRINT "-----
      -----"
      "
510: K3$="No."+ST
      R$K
520: PRINT GR$(J);
      K3$;"Stage
      numbers.";
530: INPUT BE;CLS
540: PRINT K3$;"Fi
      rst stage No.";
550: INPUT F1;CLS
560: Q1=0;FOR L1=
      1 TO NE;G1(L1)
      =0;NEXT L1
570: FOR K1=1TO BE
580: K4$=STR$ K1
590: KK=F1+K1-1,
      HK=H1-KK*HJ
600: LPRINT "Stage";
      USING " * * * *
      * * * *";HK
610: LPRINT " + + + +
      + + + + + + + +
      + + + + + "
620: PRINT "Stage ";
      K4$;"S1=";
630: INPUT S1;CLS
640: PRINT "Stage";K4
      $;"S2=";
650: INPUT S2;CLS
660: INPUT "Distance;"
      ;HL
670: PRINT "Stage" ;K4
      $;"Eng.numbers.";
680: INPUT EN;CLS
690: H1=0;FOR L1=1
      TO NE;G(L1)=0;
      NEXT L1
700: FOR L=1TO EN
710: K5$=STR$ L
720: PRINT "Stage";K4
      $;"Eng.";K5$;
      "length";
730: INPUT HH;CLS
740: H1=H1+HH
750: FOR L1=1TO N
      E
760: PRINT "Stage";K
      4$;"Eng.";K5$
      ;"NA$(L1)";"
      =";
770: INPUT GG;CLS
780: G(L1)=G(L1)+
      GG*HH
790: NEXT L1
800: NEXT L
810: SM=S1;IF SM<
      S2LET SM=S2
820: IF ABS(S1-S2)/
      SM>.4THEN 840
830: Q=D*(S1+S2)*
      HL/2;GOTO 850
840: Q=D*(S1+S2+
       $\sqrt{(S1*S2)}$ )*HL
      /3
850: FOR L1=1TONE
860: G(L1)=G(L1)/H1
870: LPRINT NA$(
      L1);USING" *
      * * * * *";G
      (L1)
875: LPRINT "P: ";
      USING" * * * *
      * * * * *";
      Q*G(L1)/100
880: G1(L1)=G1(L1)+
      G(L1)*Q
890: C1(L1, KK)=C1
      (L1, KK)+G(L1)
      *Q
900: NEXT L1
910: P1(KK)=P1(KK)
      +Q
920: LPRINT "Ore.";
      USING " * * * *
      * * * * *";

```

```

      *";Q
930: Q1=Q1+Q
940: LPRINT"++++
      ++++++
      +++++"
950: NEXT K1
960: LPRINT"Totalbl
      ock:";STR$ K
970: LPRINT"-----
      -----
      -----"
980: FOR L1=1TO NE
990: G1(L1)=G1(L1)/
      Q1
1000: LPRINT NA$(
      L1);USING"****
      *"; G1(L1)
1005: LPRINT"P; ; U
      SING * * * * *
      * * * * *
      ";Q1*G1(L1)
      /100
1010: G2(L1)=G2(L1)
      +G1(L1)*Q1
1020: NEXT L1
1030: LPRINT"Ore : "
      ;USING" * * * * *
      * * * * *
      *";Q1
1040: Q2=Q2+Q1
1050: NEXT K
1052: LPRINT" . . .
      . . . . . "
1054: LPRINT"Stage
      total"
1060: FOR L1=1TO S
      N
1070: IF P1(L1)=0TH
      EN 1190

1080: LPRINT" - - -
      - - - - - "
1090: HS=H1-L1*HJ
1100: LPRINT" Stage"
      ;USING" * * * * *
      * . * * " ;HS
1105: LPRINT" - - -
      - - - - - "
1110: FOR L2=1TO N
      E
1120: C1(L2,L1)=C1(L
      2,L1)/P1(L1)
1130: LPRINT NA$(L
      2);USING" * * * *
      * . * * * " ; C1(L2
      ,L1)
1140: C2(L2, L1)=C2(
      L2,L1)+C1(L2, L
      1)*P1(L1)
1150: LPRINT "P; ";
      USING" * * * * *
      * * * * * ; "
      C1(L2,L1)
      *P1(L1)/100
1160: NEXT L2
1170: LPRINT"Ore";
      USING" * * * *
      * * * * * . * *
      * . " ;P1(L1)
1180: P2(L1)=P2(L1)
      +P1(L1)
1190: NEXT L1
1200: LPRINT" - - - -
      - - - - - "
1210: LPRINT"Total";
      GF$(J)
1220: LPRINT" - - -
      - - - - - "

      - - - "
1230: FOR L1=1TO N
      E
1240: G2(L1)=G2(L1)
      /Q2
1250: LPRINT NA$(L
      1); USING" * * *
      * . * * * " ;G2(L
      1)
1260: G3(L1)=G3(L1)+
      G2(L1)*Q2
1270: LPRINT"P; ";US
      ING" * * * * *
      * * * * * ; " ;
      G2(L1)*Q2/100
1280: NEXT L1
1290: LPRINT "Ore : ";
      USING" * * * * *
      * * * * * . * * *
      * " ;Q2
1300: Q3=Q3+Q2
1310: LPRINT" = = = =
      = = = = =
      = = = = "
1320: NEXT J
1322: LPRINT "Stage
      total"
1330: FOR L1=1TO SN
1340: IF P2(L1)=0
      THEN 1480
1350: LPRINT" - - - -
      - - - - - "
1380: HS=H1-L1*HJ
1390: LPRINT "Stage";
      USING" * * * * *
      * . " ;HS
1400: FOR L2 =
      1TONE
1410: C2, (L2, L1)=C2

```

```

      (L2,L1)/P2(L1)      Q3 * G3(L1)/100      1700;NEXT L2
1420;LPRINT NA$ (L      1540;G4(L1)=G4 (L1)      1710;LPRINT "Ore";U
      2); USING " * * *      + G3(L1) * Q3      SING " * * * * *
      * * * * ";C2(L2,      1550;NEXT L1      * * * * , * * *
      L1)      1560;LPRINT "Ore;";      *";P3(L1)
1430;C3 (L2,L1)=C3      USING " * * * *      1730;NEXT L1
      (L2,L1)+C2(L2,      * * * * , * * *      1740;LPRINT " * * * *
      L1) * P2(L1)      * ;Q3      * * * * "
1440;LPRINT"P;"; US      1570; Q4=Q4+Q3      1790;LPRINT otal ore"
      ING " * * * * *      1580;LPRINT " * * *      STR$ II
      * * * * * ";      * * * * * "      1800;LPRINT" - - - -
      C2(L2,L1) * P 2      1590;NEXT I      - - - -
      (L1)/100      1594;LPRINT "Stage      "
1450;NEXT L2      total"      1810;FOR L1=1TO NE
1460;LPRINT "Ore;";      1600;FOR L1=1TO SN      1820;G4(L1)=G4 (L1)/
      USING * * * * *      1610;IF P3(L1)=0      Q4
      * * * * , * * *      THEN 1730      1830;LPRINT NA$ (L
      *";P2(L1)      1620;LPRINT " - - - -      1);USING " * * *
1470;P3(L1)=P3(L1 +      - - - - "      * , * * * " ; G3(L
      P2(L1)      1625; HS = HI - L1 * HJ      1)
1480;NEXT L1      1630;LPRINT "Stage";      1840;LPRINT " P, ";
1490 LPRINT"Total;      USING " * * * *      USING " * * * *
      RR$ (I)      * * * ;HS      * * * * , * * *
1500;LPRINT" - - - -      1640;FOR L2=1TO NE      *";G4(L1) *
      - - - - - - - -      1650;C3 (L2, L1)=C3      Q4/1 100
      - - - - - "      (L2,L1)/P3(L1)      1850;NEXT L1
1510;FOR L1=1TO NE      1670;LPRINT NA$ (L      1860;LPRINT "Ore;";
1520;G3 (L1)=G3 (L1)      2);USING " * * *      USING " * * * *
      Q3      * , * * * ";C3(L2,      * * * * , * * *
1530;LPRINT NA$ (L      L1)      *";Q4
      1);USING " * * *      1690;LPRINT "P;";      1870;LPRINT " * * * *
      * , * * * ; G3(L1)      USING " * * * *      * * * * *
1535;LPRINT "P;";US      * * * * , * * *      * * * * "
      ING * * * * *      *"; C3(L2, L1) *      1880; NEXT II
      * * * , * * * * ";      P3(L1)/100      1890;END

```

5.1.6 块段法

块段法可分为地质块段法和开采块段法两类，其计算原理和方法基本相同，都需要在矿体水平投影图或垂直纵投影图上进行。

5.1.3.1 地质块段法

1. 常规储量计算

地质块段法适用于产状平缓或陡倾斜矿体不分阶段的储量计算。它是根据矿石类型、储量级别、勘探控制程度、开采技术条件和开采顺序的不同,将矿体划分为若干计算块段,分别计算其储量。其中,块段面积用水平或垂直投影面积;平均厚度用该块段内各项有效工程水平或铅直厚度的算术平均值;平均品位一般为块段内各有效工程的算术平均或厚度加权平均法计算;块段矿石量为块段投影面积与平均厚度及矿石体重乘积;块段金属量为块段矿石量乘块段平均品位。各块段储量之和即为矿体(床)的总储量。

2. GGRCP-6A地质块段法储量计算程序

该程序适用于不分阶段的地质块段法,分矿石类型、储量级别的单个矿体储量计算。其有关提示和输入数据等要求,基本与前述几个程序相同。现附程序清单于后,供参考。

```

10 REM PROGRAM          GR$(3) = "D:"          195: LPRINT " = = = =
    GGRCP-6A             130: DIM G(NE), G1          = = = = =
20: REM This is a       (NE), G2(NE), G3          = = = = "
    program of geo       (NE)                    197: Q2 = 0: FOR L1 = 1
    logy block method    131: LPRINT " * * * * *      TO NE: G2(L1) =
30: "A": CLEAR: W-      * * * * * * * * * *      0: NEXT L1
    AIT 0                * * * * * "          200: FOR J = 1 TO 3
40: INPUT "Orebody      134: FOR II = 1 TO OB      205: PRINT GR$(J);
    numbers: "; OB       136: LPRINT "Orebo          "Gradation Y/N";
50: INPUT "Element      dy: "; STR$ II          210: INPUT K2$: CLS
    numbers: "; NE       138: LPRINT " * * * * *      220: IF K2$ = "Y" OR
60: DIM NA$(NE)         * * * * * "          K2$ = "y" THEN
70: FOR H = 1 TO NE     139: Q3 = 0: FOR L1 =          250
75: F$ = STR$ H         1 TO NE: G3(L1)          230: IF K2$ = "N" OR
80: PRINT "Elemen      = 0: NEXT L1          K2$ "n" THEN 675
    t"; F$: "Name: ";    140: FOR I = 1 TO 3          240: GOTO 205
90: INPUT NA$(H):      145: PRINT RR$(I);          250: PRINT GR$(J);
    CLS                "ore Y/N";          "Special gravity";
100: NEXT H            150: INPUT K1$: CLS          260: INPUT D: CLS
110: DIM GR$(3), RR    160: IF K1$ = "Y" OR          270: PRINT GR$(J);
    $(3)               K1$ = "y" THEN          "Block numbers";
120: RR$(1) = "Oxid-    190                      275: INPUT BN: CLS
    s"; RR$(2) = "M-    170: IF K1$ = "N" OR          277: Q1 = 0: FOR LI = 1
    ixture"; RR$(3)     K1$ = "n" THEN          TO NE: G1(L1) =
    = "Primary"         730                      0: NEXT L1
125: GR$(1) = "B: ";    180: GOTO 145          280: FOR K = 1 TO BN
    GR$(2) = "C: ";    190: LPRINT RR$(I)      290: LPRINT GR$

```

```

(J); "Block"; STR
$K
300; LPRINT "-----"
-----
----- "
310; K3$ = "No." +
STR$K
320; PRINT GR$(J);
K3$; "S= ";
330; INPUT S;CLS
360; PRINT GR$(J);
K3$; "Eng. num-
bers:";
370; INPUT EN;CLS
375; H1=0; FOR L1=1
TO NE; G(L1)=
0; NEXT L1
380; FOR L=1 TO EN
385; K4$ = STR$ L
390; PRINT GR$(J);
K3$; "Eng."; K4
$; "length";
395; INPUT HH;CLS
400; H1=H1+HH
410; FOR L1=1 TO NE
420; PRINT GR$(J);
K3$; "Eng."; K4
$; " "; NA$(L1);
"=";
430; INPUT GG;CLS
435; G(L1)= G(L1)+
GG*HH
440; NEXT L1
450; NEXT L
460; Q=D*S* H1/EN
530; FOR L1=1 TO NE
540; G(L1)=G(L1)/
H1
550; LPRINT NA$(L
1); USING " * * *
* * * * "; G(L1)
560; G1(L1)= G1(L1)
+ G(L1)*Q
565; LPRINT " P:";
USING " * * * *
* * * * . * * *
* "; Q * G(L1)/100
570; NEXT L1
580; LPRINT " Ore:";
USING " * * * *
* * * * . * * *
* "; Q
585; Q1= Q1+Q
587; LPRINT "-----"
-----"
590; NEXT K
595; LPRINT "Total";
GR$(J)
597; LPRINT "-----"
-----"
600; FOR L1=1 TO NE
620; G1(L1)=G1(L1)/
Q1
630; LPRINT NA$(L
1); USING " * * *
* * * * "; G1(L1)
640; G2(L1)= G2(L1)
+ G1(L1)*Q1
645; LPRINT " P:";
USING " * * * *
* * * * . * * *
* "; Q1 * G1
(L1)/100
650; NEXT L1
660; LPRINT "Ore:";
USING " * * * *
* * * * . * * *
* "; Q1
670; Q2= Q2+Q1
672; LPRINT "====="
=====
===== "
675; NEXT J
677; LPRINT "Total";
RR$(I)
678; LPRINT "-----"
-----"
680; FOR L1=1 TO NE
690; G2(L1)= G2(L1)/
Q2
700; LPRINT NA$(L
1); USING " * * *
* * * * "; G2(L1)
705; G3(L1)= G3(L1)
+ G2(L1)*Q2
707; LPRINT " P:";
USING " * * * *
* * * * . * * *
* "; Q2 * G2(L1)/100
710; NEXT L1
720; LPRINT "Ore:";
USING " * * * *
* * * * . * * *
* "; Q2
725; Q3= Q3+Q2
727; LPRINT " * * * *
* * * * "
730; NEXT I
740; LPRINT "Total
orebody:"; STR$
II
750; LPRINT "-----"
-----"
-----"
760; FOR L1=1 TO NE
770; G3(L1)= G3(L1)/

```

```

      Q3                                USING * * * *
780: LPRINT NA$(L                      * * * * *
      1); USING * * * *                *"; Q3 * G3(L1)/      *"; Q3
      * . * * * "; G3                  100                    810: LPRINT " * * * *
      (L1)                             790: NEXT L1          * * * * *
785: LPRINT " P: ";                   800: LPRINT " Ore: ";    820: NEXT II
                                           830: END

```

5.1.6.2 开采块段法

1. 常规储量计算

开采块段法适用于坑道工程对矿体实行三面或四面控制的矿床储量计算。每个开采块段常被沿脉、天井或穿脉分割成长方形，其块段储量计算仍在矿体水平或垂直投影图上进行。当矿体产状不是水平或垂直时，其矿体真面积应按下式进行倾角换算：

$$S = \frac{S'}{\cos \alpha} \quad (1-5-9)$$

式中 S——块段真面积， m^2 ；

S' ——块段水平或垂直投影面积， m^2 ；

α ——矿体（层）与水平面或垂直面夹角，度。

如工程厚度系水平或铅直厚度，则投影面积不必经过换算。

块段矿石量为开采块段长度、高度、平均厚度与矿石体重之乘积；块段金属量为块段矿石量乘块段平均品位。其中块段平均品位一般用块段内各有效工程的厚度加权法计算。矿体（床）平均品位为矿体（床）总金属量乘以总矿石量。

在设计中运用开采块段法计算阶段储量时，如原勘探坑道及其所控制的开采块段储量，可以直接为设计所利用，则只需把同一阶段各块段储量相加，即得该阶段储量；如其不能被直接利用，则需按正常步骤分矿石类型、储量级别和各单个块段计算阶段储量。

2. GGRCP—7A 开采块段法储量计算程序

1) 程序功能

本程序适用于生产矿山以坑道三面或四面控制矿体的开采块段储量计算。它仍以不同矿体、不同矿石类型和不同储量级别作为计算单元块段，分别计算出不同阶段和不同开采块段的矿石量、平均品位和金属量，并统计出整个矿体的不同类型、不同级别的矿石量、平均品位和金属量。

2) 数据准备

(1) 不同阶段的标高；

(2) 每个计算单元块段的阶段数目和阶段高度及阶段顺序号码；

(3) 每个计算单元块段的每个阶段的开采块段数目；

(4) 每个开采块段的工程数目，各工程的样品长度和平均品位（由GGRCP—1A和GGRCP—1B程序计算和提供）；

(5) 每个开采块段的上部和下部长度（或宽度） L_1 ， L_2 。

3) 使用方法

使用时，先将GGRCP—7A程序装入PC—1500机内，然后在RUN模式下，键入RUN，

即启动了GGRCP-7A程序。现详细介绍本程序运行中的提示的格式和内容。

```

>RUN ↙ (启动程序)
>Ore numbers; (输入矿体数目)
>Element numbers (输入组份数目)
>Element I Name; (输入第I种组份名称)
.....
>Total Stage numbers; (输入总阶段数目)
>Oxide Ore Y/N? (有氧化矿吗? 键入Y, 则转入计算氧化矿储量; 键入N
则退出。下同)
>Mixture ore Y/N? (有混合矿吗?)
>Primary ore Y/N? (有原生矿吗?)
>B: Gradation Y/N? (有B级吗?)
>C: Gradation Y/N? (有C级吗?)
>D: Gradation Y/N? (有D级吗?)
以下按D级储量计算提示(B级和C级提示亦同)。
>D: Special gravity; (输入D级矿石体重)
>D: Block numbers; (D级计算单元块段数目)
>D: NoI Stage numbers; (D级第I计算单元块段的阶段数目)
>Stage I No.? (输入第I阶段的顺序号码)
>Stage I High? (输入第I阶段的阶段标高)
>Stage high? (输入阶段高度)
>Stage I Oreblock numbers? (输入第I阶段的矿块数目)
>Stage I oreblock J L1=? (输入第I阶段第J矿块的上部长度)
>Stage I oreblock J L2=? (输入第I阶段第J矿块的下部长度)
>Oreblock J Eng. numbers? (输入第J矿块的工程数目)
>Oreblock J Eng. K length? (输入第J矿块第K号工程的样品长度)
>Oreblock J Eng. K W=? (输入第J矿块第K号工程WO2的平均品位,
例如为)
.....

```

以上提示和回答完毕, 即可输出计算结果。

4) 计算实例

某钨矿Ⅰ号矿体储量计算纵投影图如图1-5-8所示。

该矿为黑钨石英脉型矿床(均为原生矿石), 740m标高以上为坑道控制的B级储量, 矿石体重 $3.12\text{t}/\text{m}^3$; 740m以下为钻孔控制的C级储量。现要求用开采块段法计算740m阶段以上的阶段储量(除采空区外)。

各阶段的开采块段数、工程数, 及各工程的样品长度和平均品位等, 详见表1-5-10。

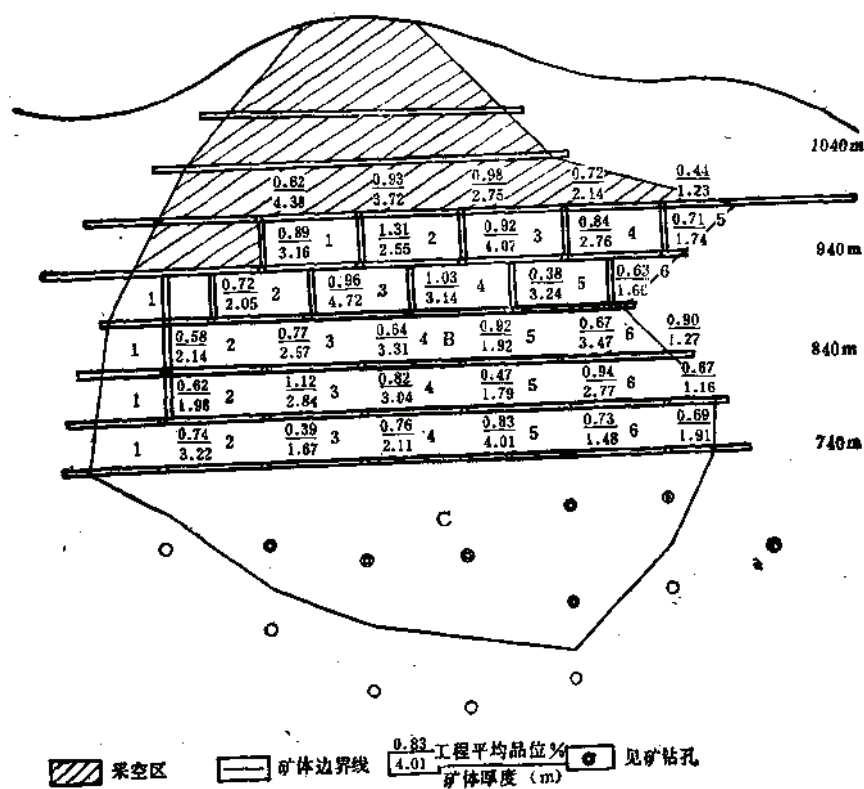


图 1-5-8 某钨矿矿体垂直纵投影图

储量计算参数表

表 1-5-10

计算单元	块号	级别	阶段标高(m)	开采块段数	开采块段编号	工程数目	开采块段上部长度(m)	开采块段下部长度(m)	各工程样品长度(m)/WO ₃ (%)
B 级 块 段	1	B	940	5	1	4	100	100	0.62/4.38, 0.93/3.72, 0.89/3.16, 1.31/2.55
					2	4	100	100	0.93/3.72, 0.92/2.75, 1.31/2.55, 0.92/4.07
					3	4	100	100	0.98/2.75, 0.72/2.14, 0.92/4.07, 0.84/2.76
					4	4	100	100	0.72/2.14, 0.44/1.23, 0.84/2.76, 0.71/1.74
					5	2	70	20	0.44/1.23, 0.71/1.74
			890	6	1	1	95	105	0.72/2.05
					2	3	100	100	0.89/3.16, 0.72/2.05, 0.96/4.72
					3	3	100	100	0.96/4.72, 1.31/2.55, 1.03/3.14
					4	3	100	100	1.03/3.14, 0.92/4.07, 0.38/3.24
					5	3	100	100	0.38/3.24, 0.84/2.76, 0.63/1.66
					6	2	70	15	0.71/1.74, 0.63/1.66
			840	6	1	1	60	70	0.58/2.14
					2	3	100	100	0.72/2.05, 0.58/2.14, 0.77/2.57
					3	3	100	100	0.96/4.72, 0.77/2.57, 0.64/3.31
					4	3	100	100	1.03/3.14, 0.64/3.31, 0.92/1.48
					5	3	100	100	0.38/3.24, 0.92/1.48, 0.67/3.47
					6	3	60	105	0.63/1.66, 0.67/3.47, 0.90/1.24
			790	7	1	2	70	75	0.58/2.14, 0.62/1.98
					2	4	100	100	0.58/2.14, 0.77/2.57, 0.62/1.98, 1.12/2.34
					3	4	100	100	0.77/2.57, 0.64/3.31, 1.12/2.34, 0.84/3.04
					4	4	100	100	0.64/3.31, 0.92/1.48, 0.82/3.04, 0.47/1.79
					5	4	100	100	0.92/1.48, 0.67/3.47, 0.47/1.79, 0.94/2.77
					6	4	100	100	0.67/3.47, 0.9/1.24, 0.94/2.77, 0.67/1.16
					7	2	50	40	0.9/1.24, 0.67/1.16
			740	7	1	2	75	78	0.62/1.98, 0.74/3.22
					2	4	100	100	0.62/1.98, 1.12/2.34, 0.74/3.22, 0.39/1.67
					3	4	100	100	1.12/2.34, 0.82/3.04, 0.39/1.67, 0.76/2.11
					4	4	100	100	0.82/3.04, 0.47/1.79, 0.76/2.11, 0.63/4.01
					5	4	100	100	0.47/1.79, 0.94/2.77, 0.83/4.01, 0.73/1.48
					6	4	100	100	0.94/2.77, 0.67/1.16, 0.73/1.48, 0.69/1.91
					7	2	40	38	0.67/1.16, 0.69/1.91

计算结果如下:

*****	Oreblock 1	P ₁ 125.8576
Orebody: 1		Ore ₁ 21699.6000
*****	W 0.720	Oreblock 2
Primary	P ₁ 230.2560	
=====	Ore ₁ 31980.0000	W 0.694
		P ₁ 244.1972
B ₁ Block 1	Oreblock 2	Ore ₁ 35152.0000
Stage 940.00	W 0.888	Oreblock 3
	P ₁ 458.6192	
Oreblock 1	Ore ₁ 51836.0000	W 0.814
		P ₁ 448.6820
W 0.892	Oreblock 3	Ore ₁ 55120.0000
P ₁ 480.7959		
Ore ₁ 53859.0000	W 1.066	Oreblock 4
	P ₁ 577.5067	
Oreblock 2	Ore ₁ 54132.0000	W 0.846
		P ₁ 349.1384
W 1.011	Oreblock 4	Ore ₁ 41236.0000
P ₁ 516.3405		
Ore ₁ 51051.0000	W 0.785	Oreblock 5
	P ₁ 426.9096	
Oreblock 3	Ore ₁ 54349.0000	W 0.600
		P ₁ 255.7204
W 0.878	Oreblock 5	Ore ₁ 42588.0000
P ₁ 401.6454		
Ore ₁ 45708.0000	W 0.599	Oreblock 6
	P ₁ 238.9608	
Oreblock 4	Ore ₁ 39832.0000	W 0.704
		P ₁ 192.4794
W 0.716	Oreblock 6	Ore ₁ 27327.3000
P ₁ 219.7962		
Ore ₁ 30693.0000	W 0.670	Total Stage 840.00
	P ₁ 75.6217	+++++
Oreblock 5	Ore ₁ 11271.0000	W 0.724
		P ₁ 1616.0751
W 0.598	Total Stage 890.00	Ore ₁ 223122.9000
P ₁ 62.3586	+++++	+++++
Ore ₁ 10424.7000	W 0.825	Stage 790.00
	P ₁ 2007.8741	
Total Stage. 940.00	Ore ₁ 243191.0000	Oreblock 1
+++++	+++++	
W 0.876	Stage 840.00	
P ₁ 1680.9386		W 0.599
Ore ₁ 191735.7000	Oreblock 1	P ₁ 139.6106
+++++		Ore ₁ 23298.6000
Stage 890.00	W 0.580	Oreblock 2

W 0.800		Oreblock 2		Stage total
P ₁ 297.5115				
Ore ₁ 37187.0000		W 0.766		Stage 940.00
		P ₁ 290.2575		
Oreblock 3		Ore ₁ 27869.0000		W 0.876
				P ₁ 1680.9366
W 0.830		Oreblock 3		Ore ₁ 191735.7000
P ₁ 381.0651				
Ore ₁ 45864.0000		W 0.820		Stage 890.00
		P ₁ 309.2115		
Oreblock 4		Ore ₁ 37674.0000		W 0.825
				P ₁ 2007.8741
W 0.708		Oreblock 4		Ore ₁ 243191.0000
P ₁ 265.7499				
Ore ₁ 37518.0000		W 0.754		Stage 840.00
		P ₁ 322.3740		
Oreblock 5		Ore ₁ 42705.0000		W 0.724
				P ₁ 1616.0751
W 0.749		Oreblock 5		Ore ₁ 223122.9000
P ₁ 278.1324				
Ore ₁ 37089.0000		W 0.781		Stage 790.00
		P ₁ 306.2982		
Oreblock 6		Ore ₁ 39195.0000		W 0.759
				P ₁ 1661.3493
W 0.789		Oreblock 6		Ore ₁ 218844.6000
P ₁ 266.0541				
Ore ₁ 33696.0000		W 0.789		Stage 740.00
		P ₁ 225.3927		
Oreblock 7		Ore ₁ 28548.0000		W 0.765
				P ₁ 1732.6994
W 0.788		Oreblock 7		Ore ₁ 226358.3400
P ₁ 33.2256				
Ore ₁ 4212.0000		W 0.682		Total B:
		P ₁ 63.7329		
Total Stage 790.00		Ore ₁ 9338.9400		W 0.788
+++++				P ₁ 8698.9346
W 0.759		Total Stage 740.00		Ore ₁ 1103252.5400
P ₁ 1661.3493		+++++		
Ore ₁ 218844.6000		W 0.765		Stage total
+++++		P ₁ 1732.6994		
Stage 740.00		Ore ₁ 226358.3400		Stage 940.00
		+++++		
Oreblock 1		Total block: 1		W 0.876
				P ₁ 1680.9366
W 0.694		W 0.788		Ore ₁ 191735.7000
P ₁ 215.4325		P ₁ 8698.9346		
Ore ₁ 31028.4000		Ore ₁ 1103252.5400		Stage 890.00

-----	Total Primary	P:	1616.0751
W 0.825	-----	Ore:	223122.9000
P:	2007.8741	-----	-----
Ore:	243191.0000	W 0.788	-----
-----	P:	8698.9346	-----
Stage 840.00	Ore:	1103252.5400	Stage 790.00
-----	*****Stage	-----	-----
W 0.724	total	W 0.759	-----
P:	-----	P:	1661.3493
Ore:	Stage 940.00	Ore:	218844.6000
-----	-----	-----	-----
Stage 790.00	W 0.876	Stage 740.00	-----
-----	P:	-----	-----
W 0.759	1680.9366	W 0.765	-----
P:	Ore:	P:	1732.6994
Ore:	191735.7000	Ore:	226358.3400
-----	-----	-----	-----
Stage 740.00	Stage 890.00		-----
-----	-----	Total orebody: 1	-----
W 0.765	W 0.825	-----	-----
P:	P:	W 0.788	-----
Ore:	2007.8741	P:	8698.9346
-----	Ore:	Ore:	1103252.5400
Stage 840.00	243191.0000	-----	-----
-----	-----	注: 计算结果中, W 即为 WO ₃ 的编	-----
W 0.724	Stage 840.00	写代号。	-----
-----	-----	-----	-----
	W 0.724	-----	-----

```

5) 程序清单
10: REM PROGRAM
   GGRCP-7A
20: REM This is a
   program of mining
   block method
30: "A": CLEAR:
   WAIT 0
40: INPUT "Ore nu
   mbers: "; OB
50: INPUT "Element
   numbers: "; NE
60: DIM NA$(NE)
70: FOR H=1 TO NE
80: F$=STR$ H
90: PRINT "Elemen
   t"; F$; "Name: ";
100: INPUT NA$(H);
   CLS
110: NEXT H
120: DIM GR$(3), RR
   $(3)
130: GR$(1)="B",
   GR$(2)="C:",
   GR$(3)="D:"
140: RR$(1)="Oxid
   e", RR$(2)="Mi
   xture", RR$(3)="
   Primary"
150: DIM G(NE), G0
   (NE), G1(NE),
   G2(NE), G3(NE),
   G4(NE)
160: INPUT "Total s
   tage numbers: ",
   SN
180: DIM C1(NE, SN),
   C2(NE, SN), C3(N
   E, SN), P1(SN), P
   2(SN), P3(SN),
   HI(SN)
190: LPRINT "*****
   *****"
200: FOR I1=1 TO OB
210: LPRINT "Orebo
   dy: "; STR$ I1
220: LPRINT "*****
   *****"
230: Q4=0: FOR L1=1
   TO NE: G4(L1)=
   0: NEXT L1
240: FOR L2=1 TO
   SN: P3(L2)=0:
   FOR L1=1 TO
   NE: C3(L1, L2)=
   0: NEXT L1
   NEXT L2

```

```

250: FOR I=1 TO 3
260: PRINT RR$(I);
      "ore Y/N";
270: INPUT K1$;
      CLS
280: IF K1$ = "Y" OR
      K1$ = "y" THEN
      310
290: IF K1$ = "N" OR
      K1$ = "n" THEN
      1590
300: GOTO 260
310: LPRINT RR$(1)
320: LPRINT "====="
      "====="
330: Q3=0; FOR L1=
      1 TO NE, G3(L1
      )=0; NEXT L1
340: FOR L2=1 TO
      SN, P2(L2)=0; F-
      OR L1=1 TO NE;
      C2(L1, L2)=0; N-
      EXT L1; NEXT
      L2
350: FOR J=1 TO 3
360: PRINT GR$(J);
      "Gradation Y/N";
370: INPUT K2$;
      CLS
380: IF K2$ = "Y" OR
      K2$ = "y" THEN
      410
390: IF K2$ = "N" OR
      K2$ = "n" THEN
      1320
400: GOTO 360
410: PRINT GR$(J);
      "Special gravi-
      ty: ";
420: INPUT D; CLS
430: PRINT GR$(J);
      "Block number-
      s: ";
440: INPUT BN; CLS
450: Q2=0; FOR L1=1
      TO NE; G2(L1)
      =0; NEXT L1
460: FOR L2=1 TO
      SN, P1(L2)=0;
      FOR L1=1 TO N
      E; C1(L1, L2)=0;
      NEXT L1; NEXT
      L2
470: FOR K=1 TO BN
480: LPRINT "-----"
      "-----"
490: LPRINT GR$(
      (J); "Block"; STR
      $ K
500: LPRINT "-----"
      "-----"
510: K3$ = "No."
      + STR$ K
520: PRINT GR$(J);
      K3$; "Stage num-
      bers: ";
530: INPUT BE; CLS
540: Q1=0; FOR L1=1
      TO NE; G1(L1)=
      0; NEXT L1
550: FOR K1=1 TO
      BE
560: K4$ = "Stage " +
      STR$ K1
562: PRINT K4$; "N-
      o."; INPUT KK;
      CLS
564: PRINT K4$; "H-
      igh"; INPUT HI
      (KK); CLS
568: PRINT "Stage hi-
      gh"; INPUT HJ;
      CLS
570: PRINT K4$; "O-
      reblock num.";
      INPUT BL; CLS
572: LPRINT "Stage";
      USING " * * * *
      * * * *"; HI(KK)
575: Q0=0; FOR L1=1
      TO NE; G0(L1)=
      0; NEXT L1
576: FOR K2=1 TO BL
577: LPRINT "-----"
      "-----"
578: K5$ = "Oreblock"
      + STR$ K2
580: PRINT K4$; " ";
      K5$; "L1=";
      INPUT F1; CLS
582: PRINT K4$; " ";
      K5$; "L2=";
      INPUT F2; CLS
670: PRINT K5$; "E-
      ng. num.";
      INPUT EN; CLS
690: H1=0; FOR L1=1
      TO NE; G(L1)=0;
      NEXT L1
700: FOR L=1 TO EN
710: K6$ = "Eng" +
      STR$ L
720: PRINT K5$; K6$;
      "length";
730: INPUT HH; CLS
740: H1=H1+HH
750: FOR L1=1 TO NE

```

```

760: PRINT K5$;      857: LPRINT "+ + + + +      1); USING " * * * *
      K6$";          + + + + + + + + "      * * * *"; G1 (L
      NA$ (L1); " = "; 860: FOR L1 = 1 TO NE      1)
770: INPUT GG; CLS   865: G0(L1) = C0 (L1) 1005 LPRINT " P; ";
780: G(L1) = G(L1) + /Q0      USING " * * * *
      GG * HH        870: LPRINT NA$ (L      * * * * . * * *
790: NEXT L1          1); USING " * *      * "; Q1 * G1(L1) /
800: NEXT L            * * . * * * "; G 0      100
802: QQ = 0.5 * D * (F1  (L1)      1010: G2(L1) = G2(L1)
      F2) * HJ * H1 / EN 875: LPRINT "P; "; US-      + G1(L1) * Q1
805: LPRINT K5$      ING " * * * * *      1020: NEXT L1
810: LPRINT " - - - -      * * . * * * * "; 1030: LPRINT "Ore; ";
      - - - - - - - - " G 0 (L1) * Q 0 / 100      USING " * * * *
815: FOR L1 = 1 TO      880: G1(L1) = G1(L1)      * * * * . * * *
      NE              + G 0 (L1) * Q 0      * "; Q1
820: G(L1) = G(L1) / H1 890: C1(L1, KK) = CK      1040: Q2 = Q2 + Q1
825: LPRINT NA$ (L      (L1, KK) + G0(L1)      1050: NEXT K
      1); USING " * * * *      * Q 0      1052: LPRINT " . . . .
      * * * * "; G(L1) 900: NEXT L1      . . . . . "
827: LPRINT " P; ";    910: P1(KK) = P1(KK) 1054: LPRINT "Stage
      USING " * * * *      + Q 0      total"
      * * * * . * * * 920: LPRINT " Ore; "; 1060: FOR L1 = 1 TO SN
      * "; G(L1) * QQ/    USING " * * * *      1070: IF P1(L1) = 0 TH-
      100              * * * * . * * *      EN 1190
830: G0(L1) = G0(L1)    * "; Q 0      1080: LPRINT " - - - -
      + G(L1) * QQ      930: Q1 = Q1 + Q 0      - - - - - - - - "
835: NEXT L1          940: LPRINT "+ + + + +      1100: LPRINT "Stage";
840: Q0 = Q0 + QQ      + + + + + + + + "      USING " * * * * .
845: LPRINT "Ore; ";    950: NEXT K1      * * "; HI (L1)
      USING " * * * *      955: LPRINT " - - - -      1105: LPRINT " - - - -
      * * * * . * * *      ' - - - - - - - - "      - - - - - - - - "
      * "; QQ          960: LPRINT "Total      1110: FOR L2 = 1 TO NE
850: NEXT K2          block; "; STR$ K 1120: C1(L2, L1) = C1
852: LPRINT " - - - -      970: LPRINT " - - - -      (L2, L1) / P 1
      - - - - - - - - "      - - - - - - - - "      (L1)
856: LPRINT "Total      980: FOR L1 = 1 TO NE 1130: LPRINT NA$ (L
      Stage"; USING      990: G1(L1) = G1(L1) /      2); USING " * * * *
      " * * * * . * * *      Q1      * . * * * "; C1(L
      HI(KK)          1000: LPRINT NA$ (L      2, L1)

```



```

1140: C2(L2,L1)=C2(L      * * * * *      P2(L1)
      2,L1)+C1(L2, L      *";Q2      1480: NEXT L1
      1)*P1(L1)      1300: Q3=Q3+Q2      1485: LPRINT "="=
1150: LPRINT " P,";      1310: LPRINT "- - - -      = - - - - - "
      USING " * * * * *      - - - - - "      1490: LPRINT "Total";
      * * * * *      1320: NEXT J      RR$(I)
      *";C1(L2,L1)*P      1322: LPRINT "Stage      1500: LPRINT "- - - -
      1(L1)/100      total"      - - - - - "
1160: NEXT L2      1330: FOR L1=1TO SN      1510: FOR L1=1TO NE
1170: LPRINT "Ore,";      1340: IF P2(L1)=0 T-      1520: G3(L1)=G3(L1)/
      USING " * * * * *      HEN 1480      Q3
      * * * * *      1350: LPRINT "- - - -      1530: LPRINT NA$(L
      *";P1(L1)      - - - - - "      1);USING " * * * *
1180: P2(L1)=P2(L1)+      1390: LPRINT "Stage";      * * * *"; G3(L
      P1(L1)      USING " * * * *      1)
1190: NEXT L1      * * * *"; H1(L1)      1535: LPRINT " P,";
1200: LPRINT " - - -      1395: LPRINT "- - - -      USING " * * * *
      - - - - - "      - - - - - "      * * * * *
1210: LPRINT "Total";      1400: FOR L2=1TO NE      *"; Q3 * G3(L1)/
      GR$(J)      1410: C2(L2,L1)=C2(L      100
1220: LPRINT " - - - -      2,L1)/P2(L1)      1540: G4(L1)=G4(L1)
      - - - - - "      1420: LPRINT NA$(L      +G3(L1)*Q3
1230: FOR L1=1TO NE      2); USING " * *      1550: NEXT L1
1240: G2(L1)=G2(L1)/      * * * * *"; C2      1560: LPRINT "Ore,";
      Q2      (L2,L1)      USING " * * * *
1250: LPRINT NA$(L      1430: C3(L2, L1)=C3      * * * * *
      1);USING " * * *      (L2, L1)+C2(L2,      *"; Q3
      * * * * *"; G2(L      L1)*P2(L1)      1570: Q4=Q4+Q3
      1)      1440: LPRINT " P,";      1580: LPRINT " * * * *
1260: G3(L1)=G3(L1)      USING " * * * *      * * * * "
      +G2(L1)*Q2      * * * * *      1590: NEXT I
1270: LPRINT " P,";U-      *"; C2(L2, L1)*      1594: LPRINT "Stage
      SING " * * * * *      P2(L1)/100      total"
      * * * * *      1450: NEXT L2      1600: FOR L1=1TO SN
      *";G2(L1)*Q2/      1460: LPRINT "Ore,";      1610: IF P3(L1)=0
      100      USING " * * * *      THEN 1730
1280: NEXT L1      * * * * *      1620: LPRINT "- - - -
1290: LPRINT "Ore,";      *";P2(L1)      - - - - - "
      USING " * * * * *      1470: P3(L1)=P3(L1)+      1630: LPRINT "Stage";

```

```

        USING " * * * * " 1710; LPRINT "Ore:";          * * * * " ; G3
        * * * * " ; HI(L1)      USING " * * * * "      (L1)
1635; LPRINT " - - - - "      * * * * * * * * 1840; LPRINT " P:";
        - - - - - - - - "      * " ; P3(L1)          USING " * * * * "
1640; FOR L2=1 TO NE 1730; NEXT L1      * * * * * * * *
1650; C3(L2,L1)=C3(L 1740; LPRINT " . . . . "      = " ; G4(L1) * Q4/
        2,L1)/P3(L1)          . . . . . "          100
1670; LPRINT NA$(L 1790; LPRINT "Total 1850; NEXT L1
        2); USING " * * orebody;" ; STR$ 1860; LPRINT "Ore:";
        * * * * " ; C3      II          USING " * * * * "
        (L2, L1) 1800; LPRINT " - - - - "      * * * * * * * *
1690; LPRINT " P:";          - - - - - "      * " ; Q4
        USING " * * * * " 1810; FOR L1=1 TO NE 1870; LPRINT " . . . . "
        * * * * * * * * 1820; G4(L1)=G4(L1)/      * * * * * * * *
        * " ; C3(L2, L1) * Q4      * * * * * "
        P3(L1)/100 1830; LPRINT NA$(L 1880; NEXT II
1700; NEXT L2          1); USING " * * 1890; END

```

5.2 矿石质量统计分析

5.2.1 矿石质量研究的主要任务

矿石质量是矿床内矿石类型、品级、矿物组成、化学成份以及它们的共生组合关系和分布规律等各种矿化特征的统称。在矿山设计中,利用地质勘探报告的采样编录资料,对开采范围内的矿石质量特征进行详细的综合研究与分析,为采选设计提供必要的基础数据和综合研究成果,是矿山设计地质工作的一项重要任务。根据开采设计需要,设计中矿石质量研究的主要任务如下:

(1) 详细研究矿石的矿物组成及其分布规律,包括矿石中各种金属矿物与脉石矿物的种类、含量及其共生组合关系,矿物粒度及其散布特征,矿石结构构造特征,不同矿物组合的空间分布与变化规律;

(2) 根据矿石的矿物组成特征及其选冶性能,详细研究并合理划分矿石的自然类型和工业类型,深入分析各类型矿石的空间分布特征和共生互变关系,详细论证其分采分选的必要性和可能性;

(3) 详细研究矿石的化学成份的组成特征,深入分析矿石中主要有用、有害组份和具有综合回收价值的伴生组份以及其它脉石组份的赋存状态、含量变化和分布特征,注意研究各类型矿石主要有用、有害组份的各向异性特征和空间变化规律以及各组份之间的共生相关关系和互变规律;

(4) 在深入了解矿石物质组成特征及其选冶性能的基础上,详细研究地质勘探报告所用储量计算工业指标的合理性和可行性,必要时重新对工业指标进行全面的技术经济

分析与论证,并提出修改意见;

(5) 计算开采范围内各采区、各开采阶段和开采块段(或最小开采单元)内各类型、各品级矿石主要有益、有害组分或造渣组分的平均品位及其估计方差和置信限,并在此基础上预测矿山开采时各类型(品级)矿石在不同开采周期内(日、旬、月、季、年)采出品位的波动范围,对矿山生产时是否有必要采取相应的品位均衡开采与配矿措施提出建议;

(6) 详细研究矿体顶底板围岩与夹石的岩性、分布及其与矿体的接触关系,详细统计矿体内不同岩性和厚度的夹石率及其变化规律,计算围岩与夹石主要组分的平均含量及其分布特征,并在此基础上深入研究和判断矿山开采时围岩夹石的混入程度及其对采出矿石的贫化影响;

(7) 在按照采矿设计规定的最小开采单元进行块段品位与储量估值的基础上,详细分析边界品位或最低工业品位与平均品位的关系,边界品位与可采矿量的关系,以及边界品位与矿床开发经济效益的关系。通过对品位——吨位关系曲线和品位——效益关系曲线的分析研究,寻求能使矿床经济效益极大化的最优边界品位指标,为确定矿床开采各时期的合理工业指标提供可靠的地质统计分析依据。

5.2.2 矿石质量研究的统计分析方法

地质变量是一种同时具有复杂的空间结构性和随机性双重特性的区域化变量,严格地说,它并不符合传统的经典统计学要求变量为完全独立随机的假设前提。只有利用以随机过程原理为依据的地质统计学的原理与方法,才能深刻揭示这种变量的空间分布特征和内在变化规律。但是,由于传统的统计分析方法不仅能够把大量的样品数据归纳为很少几个统计特征值,用来解释地质变量数据分布的形态和结构,包括数据分布的中心趋势(均值、中位数,众数)和离散性(方差、标准差和中心置信限)以及分布的形态特征(偏度、峰度和模态),而且通过相关分析和回归分析,还可以为进一步揭示变量间的相互关系提供各种有价值的地质信息。此外,在统计分析过程中还可以及时发现原始样品数据中的特高值和差错值以及来自不同矿化母体的数据混淆等异常现象。因此,在矿石质量研究中,传统的统计分析方法仍有其不可低估的重要作用。即使是对于随后进行的地质统计学研究来说,运用传统统计分析方法对数据进行初步分析和预处理,也是其全部工作内容的的一个重要组成部分。

在本节中将重点介绍在矿石质量研究中运用传统统计分析的一些最基本的概念和方法。有关矿石品位与储量估计的地质统计学方法,将在本篇第十章中专门加以叙述。此外,有关边界品位指标的合理确定、合理勘探工程间距的最优化评价以及品位与体重关系等多变量的相关分析和回归分析等一些专题性问题的统计分析方法等将在本篇第十章中介绍。

5.2.2.1 直方图和散点图

矿床统计分析的第一步工作就是编制样品值的频率分布直方图和显示两种变量间关系的散点图。直方图和散点图是统计分析中的一种直观显示方法,它对于随后进行的统计分析有很大的启发与指导意义。

1. 直方图

为了编制一个直方图, 首先应将参与计算的全部样品值按品位递增次序进行分类, 然后将它们分别归入到按等品位区间划分的各个分组区间中去, 并分别统计出落在每个区间内的样品个数和样品累计长度。各分组区间的品位间隔, 视样品值的最大变化范围而定, 但分组区间的区间数不应少于10个; 一般以划分为15~25个区间为宜。

当单个样品的取样长度差别不大时, 可按样品个数进行统计。若差别较大, 则应按单个样品的样长进行统计。然后, 按下式分别计算落在每个品位区间的样品频率值:

$$f_i = N_i / \sum_{i=1}^n N_i \quad \text{或} \quad (1-5-10)$$

$$f_i = L_i / \sum_{i=1}^n L_i \quad (1-5-11)$$

式中 f_i ——第*i*品位区间样品频率, %;
 N_i ——第*i*品位区间样品个数, 个;
 L_i ——第*i*品位区间样品长度, m;
 n ——划分的品位区间。

完成上述计算后, 就可以在直角坐标图上以品位区间为横轴, 以样品值的频率为纵轴绘制样品值频率分布直方图, 如图1-5-9所示。需要注意的是, 直方图的形状往往会受到品位区间间隔大小的影响, 品位区间的改变会引起直方图形状的变化。有时, 直方图纵横轴的比例选择不当, 也会使直方图的形状受到一定歪曲。因此, 在实际编制过程中应通过实验对比来选择合适的品位间隔和纵横轴比例。

直方图在分析研究矿石品位分布和矿化特征时有很大作用。根据直方图的形状可以初步确定样品值的概率分布型式, 可以检测出样品值中可能出现的差错值或特高、特低异常值, 可以直观地确定样本中最有可能经常出现的数值, 如中数位、众数等。此外, 如图1-5-10所示, 通过它还可以判断样本中是否存在来自不同矿化母体的样品值, 及时防止因忽视样品中存在的地质现象的混淆而导致错误的分析结论。

2. 散点图

散点图是用来显示样品值分布的另一种极为有用的图形表达方式, 它在了解矿床地质特征, 特别是直观显示不同变量间的相关关系时是极为有用的。它不但可以表明两个变量之间互相关系程度的强弱, 而且也可以用来检测出样品值中可能存在的异常值以及可能存

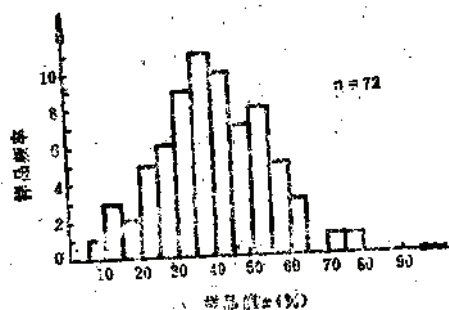


图1-5-9 样品值的频率分布直方图

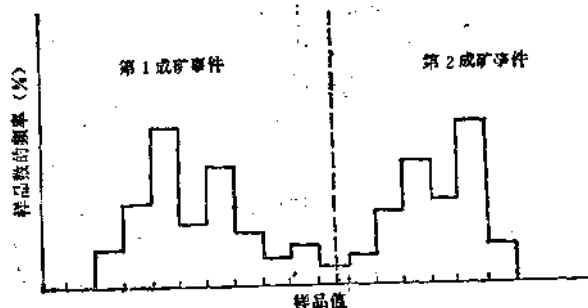


图1-5-10 可能存在两个矿化母体的样品直方图

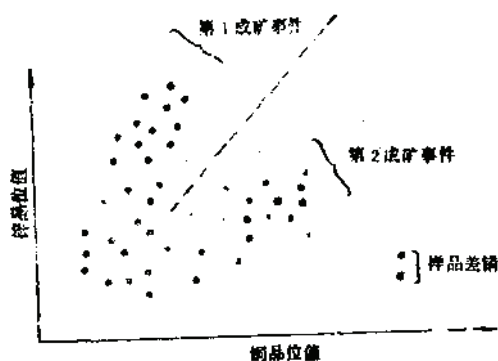


图 1-5-11 显示可能存在差错值和不同矿化母体混淆的样品散点图

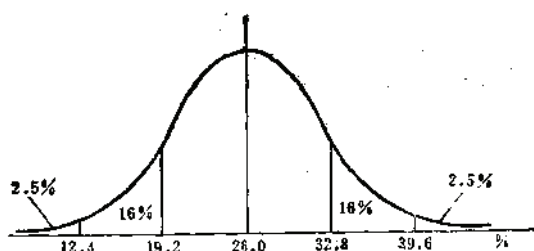


图 1-5-12 正态变量的概率分布图

在不同矿化母体样本的混淆现象,如图 1-5-11所示。但是,散点图只有在每个样品至少具有两个以上的变量值时才能采用。

5.2.2.2 样品值的正态分布及其假设检验

在获得了样品值频率分布直方图以后,就需要进一步确定样品值的概率分布型式。虽然地质变量的概率分布可能有各种不同的分布型式,但是在大多数情况下都可以认为样品值的分布不是服从正态分布就是服从对数正态分布,没有什么特别理由必须去采用其它更为复杂的分布型式。因此,在确定样品值的分布时,首先就要判断正态性假设是否可被接受。

正态分布在直角坐标系内的曲线图形如图 1-5-12所示,呈一对称的钟形,其概率密度为:

$$P(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma} \exp\left[-\frac{1}{2\sigma^2}(x-\mu)^2\right] \quad (1-5-12)$$

式中 μ 为样本均值, σ^2 为样本方差, μ 和 σ^2 是正态分布的特征化参数。 $\mu=0$ 且 $\sigma^2=1$ 的正态分布称为标准正态分布,即 $N(0, 1)$,它的概率密度函数为:

$$P(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \exp\left(-\frac{x^2}{2}\right) \quad (1-5-13)$$

并有:

$$\int_{-\infty}^{\infty} \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \exp\left(-\frac{x^2}{2}\right) dx = 1 \quad (1-5-14)$$

对于一般非标准正态分布,只要设 $(x-\mu)/\sigma=t$,则有:

$$\int_{-\infty}^{\infty} \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma} \exp\left[-\frac{(x-\mu)^2}{2\sigma^2}\right] dx$$

$$\int_{-\infty}^{\infty} \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \exp\left(-\frac{t^2}{2}\right) dt = 1 \quad (1-5-15)$$

要确定样品值是否服从正态分布，一个简便的方法就是利用一种传统的图解法。它是将样品值的累积频率分布标绘到如图 1-5-13 所示的正态概率格纸上，如果呈一直线分布或接近于呈直线分布，则正态分布假设就可接受。

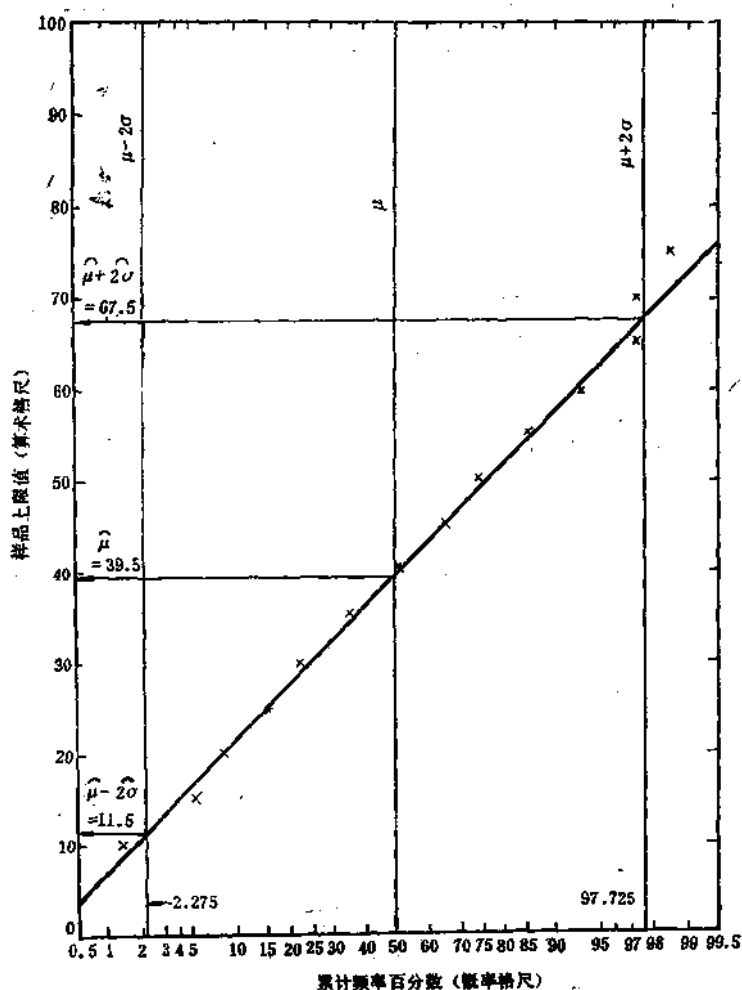


图 1-5-13 在正态概率纸上的一个正态变量的累积频率分布

实际上，矿床样品值的正态分布假设并不总是能够成立的，只有某些具有相对高品位的矿床（例如某些铁、锰等黑色金属矿床和某些耐火原料和建材原料矿床），或者当所考察的变量具有很低的变化性（例如某些层状矿床的矿体厚度以及大多数矿床的体重值）时，正态分布假设才能成立。

如果需要准确判断样品值的分布是否服从正态分布假设时，在符合大样本要求条件

下, 还可以利用偏度——峰度检验和 χ^2 适度检验等一些更为精确的检验方法。如果样品的数量太少, 不足以去获得一个有代表性的直方图时, 则只能依靠经验来判断是否可以接受正态性假设。

5.2.2.3 正态分布的均值、方差和置信区间的估计

当样品值的分布服从正态分布时, 样品的均值、方差和标准差可用下式来估计:

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i \quad (1-5-16)$$

$$S^2 = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2 \quad (1-5-17)$$

$$= \frac{1}{n-1} \left[\sum_{i=1}^n x_i^2 - n(\bar{x})^2 \right] \quad (1-5-18)$$

$$S = \sqrt{S^2}$$

式中 n ——样品个数;

x_i ——样品值;

$\bar{x}$ ——样品均值;

S^2 ——样品方差;

S ——样品总体标准差的估计值。

当利用样品值来对矿体进行总体估计时, 矿体的均值 μ^* 和方差 $V(\mu^*)$ 可由下式来估计:

$$\mu^* = \bar{x} \quad (1-5-19)$$

$$V(\mu^*) = S^2 / n \quad (1-5-20)$$

矿体均值的置信限可估计如下:

设 μ_p 为真实均值 μ 的置信限, 它使 μ 小于 μ_p 的概率为 P , 则 μ_{1-p} 就是使 μ 大于 μ_{1-p} 的概率为 P 时的置信限, 而 μ 落在 μ_p 与 μ_{1-p} 之间的概率就是 $1 - 2P$, 这一置信限就称为均值的 $1 - 2P$ 中心置信限。当 n 大于25时, 可以利用下列近似式去计算矿体均值的68%和95%中心置信限(其概率分别为 $P = 16\%$ 和 $P = 2.5\%$):

68%中心置信限:

$$\bar{x} - \frac{S}{\sqrt{n}} \sim \bar{x} + \frac{S}{\sqrt{n}} \quad (1-5-21)$$

95%中心置信限:

$$\bar{x} - 2 \frac{S}{\sqrt{n}} \sim \bar{x} + 2 \frac{S}{\sqrt{n}} \quad (1-5-22)$$

当 n 小于25时, μ_p 和 μ_{1-p} 就应按下式计算:

$$\text{下限 } \mu_p = \hat{\mu} - t_{1-p} \frac{S}{\sqrt{n}} \quad (1-5-23)$$

$$\text{上限 } \mu_{1-p} = \hat{\mu} + t_{1-p} \frac{S}{\sqrt{n}}$$

上式中 t_{1-p} 为自由度 $f = n - 1$ 时的司徒登 t 分布值 (Student's t -distribution), 它使 t 小于 t_{1-p} 的概率为 $1 - P$ 。 t 分布值可从专门的 t 分布表中查得, 为了便于使用, t_p 的某些常用数值列于表 1-5-11 中。

Students' t 分布表

表 1-5-11

P_{n-1}	20%	90%	95%	97.5%
1	1.376	3.078	6.134	12.06
2	1.061	1.886	2.920	4.303
3	0.978	1.638	2.353	3.182
4	0.911	1.534	2.132	2.776
5	0.920	1.476	2.015	2.571
6	0.906	1.440	1.943	2.447
7	0.896	1.415	1.896	2.365
8	0.889	1.397	1.860	2.306
9	0.883	1.383	1.833	2.262
10	0.879	1.372	1.812	2.228
11	0.876	1.363	1.798	2.201
12	0.873	1.356	1.782	2.179
13	0.870	1.350	1.771	2.160
14	0.868	1.345	1.761	2.145
15	0.866	1.341	1.753	2.131
16	0.865	1.337	1.746	2.120
17	0.863	1.333	1.740	2.110
18	0.862	1.330	1.734	2.101
19	0.861	1.328	1.729	2.093
20	0.860	1.325	1.725	2.086
21	0.859	1.323	1.721	2.080
22	0.858	1.321	1.717	2.074
23	0.858	1.319	1.714	2.069
24	0.857	1.318	1.711	2.064
25	0.856	1.316	1.708	2.060
30	0.854	1.310	1.697	2.042
40	0.851	1.303	1.684	2.021
50	0.849	1.298	1.676	2.009
100	0.845	1.290	1.660	1.984
∞	0.842	1.282	1.645	1.960

正态分布情况下统计量的上述计算方法有很大的应用价值。在矿床勘探和矿山设计前的准备阶段, 如果对矿床品位与储量总体估计的精度要求不是很高时, 对于大多数矿床来说, 上述计算公式就都可以应用。一般来说, 不论样品值是否服从正态分布, 只要样品的数目足够大, 其估值的方差 S 就不会超过均值的20%。

5.2.2.4 对数正态和三参数对数正态分布

在很多矿床中, 样品值的分布并不是对称的, 而是有一条长尾朝向高值端或低值端,

称为正偏倚分布或负偏倚分布,如图1-5-14所示。这种分布型式在一些低品位矿床中非常普遍,它的特点是样品值具有很高的变化性。正偏倚分布不仅在许多稀有、贵金属矿床中普遍可见,而且在许多有色金属矿床中也很常见。在某些品位变化极大的黑色金属矿床中则有时可见到一种负偏倚分布。如果样品值具有明显的偏倚分布,则前面所述的正态分布情况下的简单统计分析方法就可能会给出错误的结果。

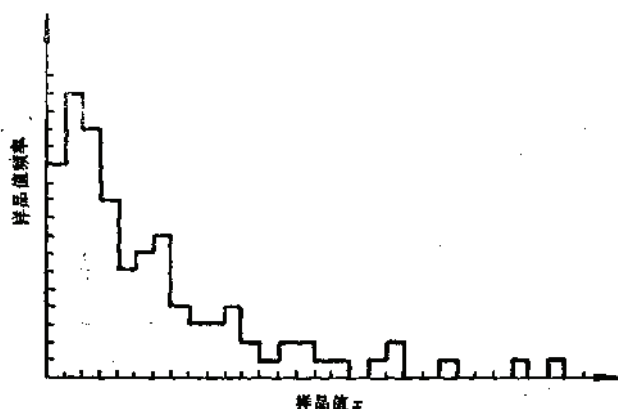


图 1-5-14 正偏倚分布的直方图

大多数情况下,这种偏倚分布都可以用一种对数正态分布或三参数对数正态分布来充分表达。设 x 为一具有偏倚分布的变量,若对 x 取对数后可使 $\lg(x)$ 的分布变为正态分布,则可称 x 的分布为对数正态分布。有时 $\lg(x)$ 仍然不呈正态分布,可对变量 x 附加一个常数 β ,若此时可使 $\lg(x + \beta)$ 的分布变为正态分布,则可称 x 的分布为一个三参数对数正态分布。三个参数就是均值、对数方差和附加常数。在一个三参数对数正态变量的直方图上,附加常数 β 所产生的效应示于图1-5-15上,图中可见, x 呈正偏倚分布, $\lg(x)$ 呈负偏倚分布,而 $\lg(x + \beta)$ 则呈对称分布。

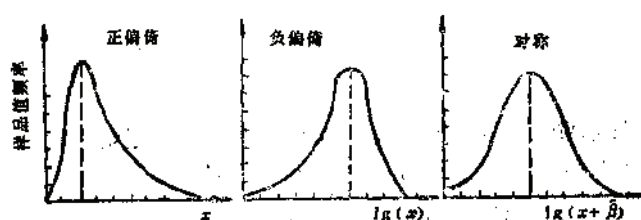


图 1-5-15 附加常数 β 在直方图上显示的效应

样品值是否服从对数正态或三参数对数正态分布,可通过将样品值的累积频率分布标绘到对数概率格纸上加以检验。对数概率格纸是由横轴为概率格尺,纵轴为对数格尺构成的。在对数概率格纸上,一个对数正态变量的累积频率分布曲线将被标绘成一条直线,如图1-5-16所示。如果样品值是一种三参数对数正态变量,则其累积频率分布曲线将在低值段出现一定的超量,此时若对样品值附加一个适当的常数 β ,就可使曲线转变为直线,如图1-5-17所示。

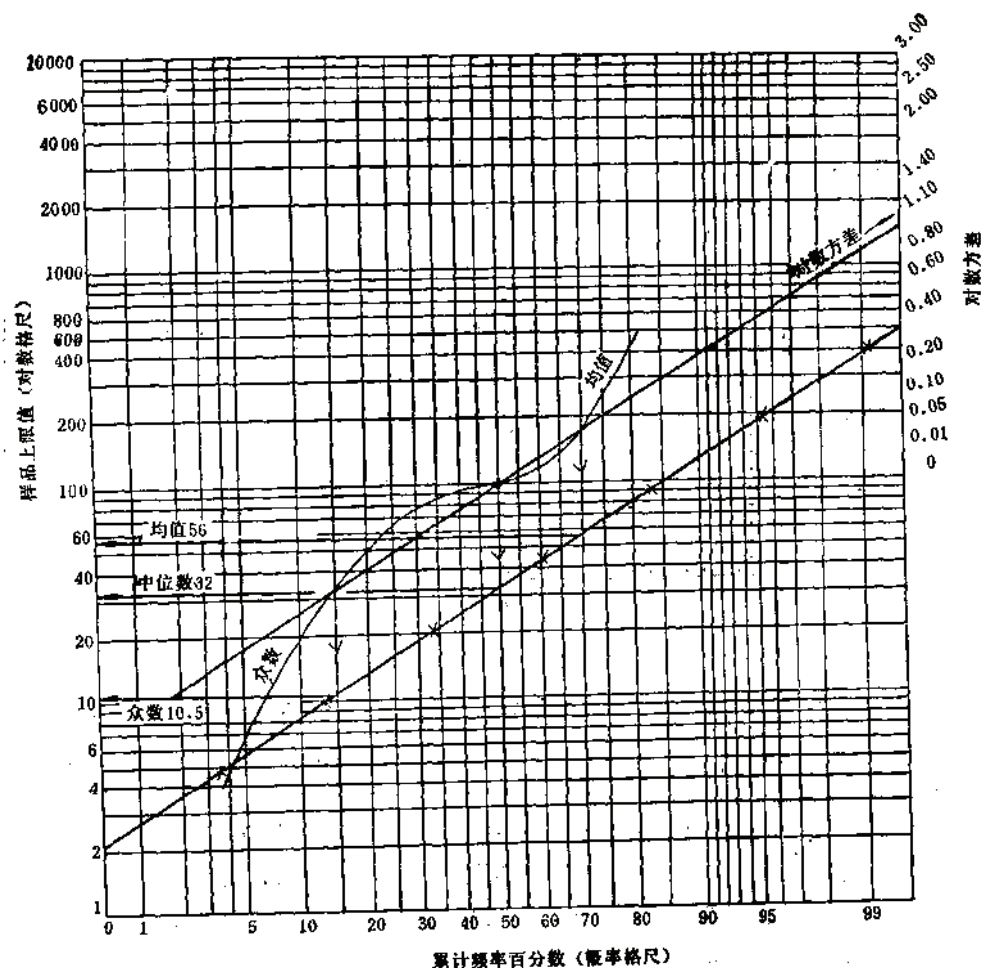


图 1-5-16 在对数概率格纸上表示的对数正态分布

5.2.2.5 对数正态和三参数对数正态分布的参数估计与置信区间

一个三参数对数正态变量 x 的概率分布是由附加常数 β 、 $(x + \beta)$ 的对数方差 V 和 $(x + \beta)$ 的对数均值 $\bar{y}$ 来定义的。当取 $\beta = 0$ 时，就变成普通的对数正态分布。

1. 附加常数 β 的估计

如果样品的数目足够大，且其值的累积频率分布在对数概率格纸上表现出某种偏倚，则可利用图 1-5-17 接下列来对 β 进行估计：

$$\beta = \frac{m^2 - f_1 f_2}{f_1 + f_2 - 2m} \quad (1-5-24)$$

式中 m ——相对于累积频率为 50% 的样品值；

f_1 ——相对于累积频率为 P 的样品值；

f_2 ——相对于累积频率为 $1 - P$ 的样品值。

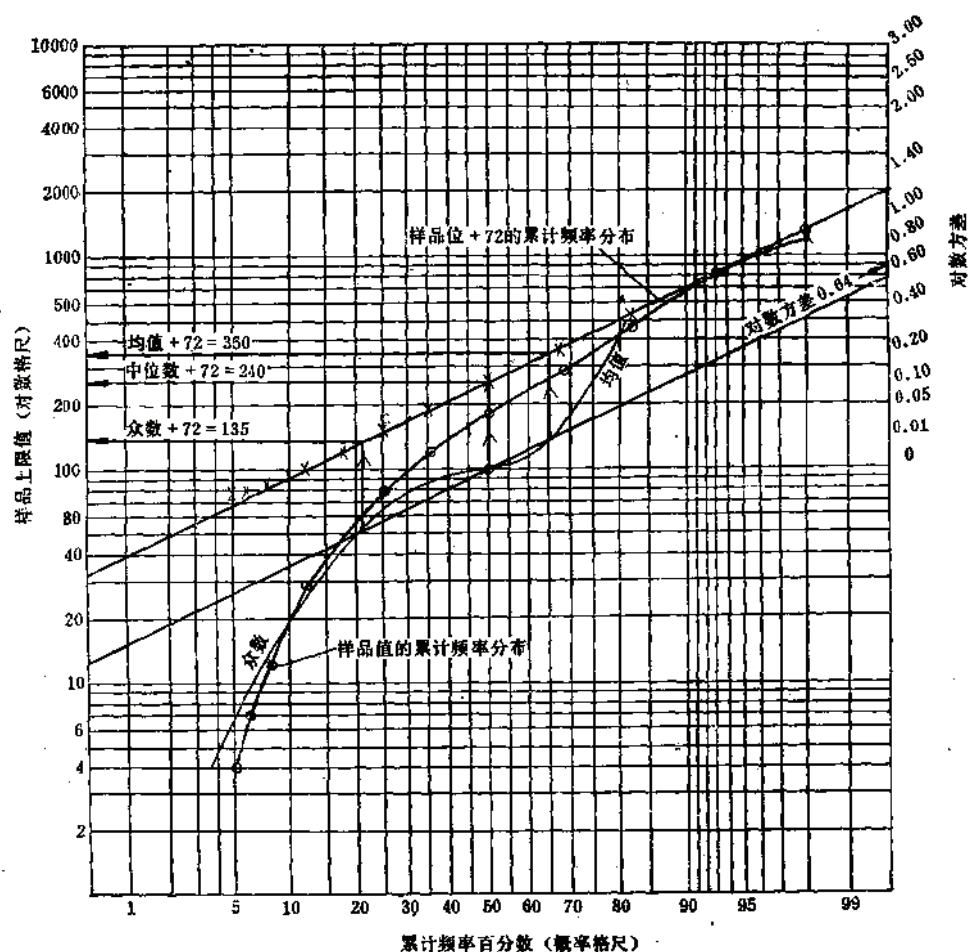


图 1-5-17 三参数对数正态分布

上式 P 值一般在5%与20%之间取值可给出最佳的效果。在实际计算中,可在上述取值范围内选取几个不同的 P 值,通过试算比较,从中选出最佳 β 值。

2. 对数均值和几何均值的估计

在 β 为已知以后,可设:

$$y_i = \ln(x_i + \beta)$$

(1-5-25)

于是, $(x_i + \beta)$ 的自然对数的均值 $\bar{y}$ 就可按下式估计:

$$\bar{y} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n y_i \quad (1-5-26)$$

($x_i + \beta$) 的几何均值 m 的估计值 m^* 可由下式来估计:

$$m^* = \exp(\bar{y}) \quad (1-5-27)$$

3. 对数方差的估计

用于对数正态分布的方差估计法是一种最大似然估计法, 它不同于推导正态分布的无偏估计法。但当对变量作如下转换后, 就可以按正态变量来考虑。设:

$$y_i = \ln(x_i + \beta) \quad (1-5-28)$$

则

y_i 的自然对数方差 σ^2_e 就可由下式估计:

$$\hat{V}(y) = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2 \quad (1-5-29)$$

或

$$V(y) = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n y_i^2 - (\bar{y})^2 \quad (1-5-30)$$

4. 矿床平均值 μ 的估计

一个三参数对数正态分布变量 x_i 的均值 μ 与几何均值 m (或中位数) 和自然对数方差 σ^2_e 有关, 并可由下式来估计:

$$\mu = m [\exp(\sigma^2_e / 2)] - \beta \quad (1-5-31)$$

当 m 的估计值 m^* 和 σ^2_e 的估计值 $V(y)$ 可以得到时, 则可从由西 切尔(H.S. Sichel) 编制的用于对数正态总体均值估计的 $\gamma_n(V)$ 系数表中查得一个对 $(\mu + \beta)$ 的最大似然估计量。该数表的一部分已列于表 1-5-9 中。在给定了样品数目 n 和对数方差 $V = V(y)$ 后, 就可以从该数表中查得系数 $\gamma_n(V)$, 于是, 样品值的平均值 μ^* 就可由下式来估计:

$$\mu^* = m^* \cdot \gamma_n(V) - \beta \quad (1-5-32)$$

当 n 很大时 ($n > 1000$), 可直接用下式来近似地估计 $\gamma_n(V)$:

$$\gamma_n(V) = \gamma_\infty(V) = \exp(V / 2) \quad (1-5-33)$$

5. 均值 μ^* 的置信限的估计

对数正态分布时均值 μ^* 的置信限可利用由 Sichel 编制并经 B.M. Wainstein 补充修改的一个倍增系数 $\psi_p(V; n)$ 数表得出, 该表的一部分已列于表 1-5-10 和 1-5-11 中。

在给定了置信水平后, 需要计算的就是置信限的下限值 μ_p 和上限值 μ_{1-p} 。 μ_p 是使均值 μ 小于 μ_p 的概率为 P 时的极限值, 而 μ_{1-p} 则是使 μ 大于 μ_{1-p} 的概率为 P 时的极限值, 当 n 和 $V = V(y)$ 值为已知, 并给定了 P 以后, 就可以从上述数表中查出倍增系数 $\psi_p(V; n)$ 的值, 于是, 就可用下式推导出限值 μ_p 和 μ_{1-p} :

$$\mu_p = (\mu^* + \beta) \cdot \psi_p(V; n) - \beta \quad (1-5-34)$$

$$\mu_{1-p} = (\mu^* + \beta) \cdot \psi_{1-p}(V; n) - \beta \quad (1-5-35)$$

当 n 很大时($n > 1000$), 可用下式近似地估计 $\psi_p(V; n)$ 值:

$$\psi_p(V; n) = \exp(\sigma_t^2 / 2 + t_p \cdot \sigma_t) \quad (1-5-36)$$

式中 t_p 可直接从表1-5-5所列 t 分布表中查得。 σ_t^2 可由下式计算:

$$\sigma_t^2 = \frac{V}{n} \left(1 + \frac{V}{2} \right) \quad (1-5-37)$$

5.2.3 矿石质量统计分析中的地质判断与解释

对矿石质量特征所作的任何定性或定量评价, 都必须有充分的地质依据。统计分析和地质统计分析固然有助于更深刻地揭示矿化特征的变化规律, 但是任何统计分析结果, 如果没有合理的地质解释为依据, 都将是毫无意义的。因为矿化特征本身就是与一定的成矿地质环境相联系的, 是地质、地球化学和地球物理诸因素在特定条件下综合作用的结果。统计分析的目的就是要把这些因素的内在联系及其作用结果揭示出来, 并通过一定高度概括的矿床数学模型和若干统计特征量予以完全充分的表达。因此, 在矿化特征的统计分析研究中, 任何统计分析结论都必须有充分的地质解释, 矿床的数学模型必须同矿床的成矿地质模型完全相容。

在很多情况下, 样品值的统计分布相当接近于正态分布、对数正态或三参数对数正态分布模型。但是有时也可以观察到样品值的分布明显违背这些常见模型的现象。这种异常现象是由各种不同的原因引起的。例如在直方图上, 当样品值的分布出现多峰状分布或似均匀分布时, 它很可能是由于样品来自不同的成矿母体, 反映不同成矿事件的重叠和混淆。一个浸染型金矿床中, 如果有大量的无矿夹石存在, 就可能导致低品位值的超量, 甚至在直方图上出现零值高峰。在一个金属硫化物矿床中, 次生富集带与原生带的混合, 则可能导致高品位值的超量。在一个铁矿床中, 如果把不同品级的贫富矿段混合在一起, 就会出现多峰状分布或似均匀分布。很显然, 在这些情况下作出的统计分析结论是没有实际意义的。

因此, 当出现这些反常现象时, 就应该对样品数据的来源进行深入的检查, 如果有足够的地质依据可以怀疑样品数据是来自不同的成矿环境时, 就应该首先依靠地质认识和判断, 把矿床划分为不同的矿化区段或分带, 以便获得有充分地质意义的统计分析结果。

有时, 异常现象也可能来自样品数据中存在的某种差错, 初步的统计分析就有助于发现和消除这些差错。但有时由于样品数据在矿床内的分布密度不均匀, 造成矿床不同区段的数据代表性和信息量产生很大差异, 也会导致统计结果失真。在这种情况下, 就需要对样品的分布密度作适当的调整, 将分布密度较大区段的样品加以加权组合与合并, 使各个区段都拥有与其各自的分布面积和储量比例相适应的样品数量。

总之, 任何一项统计分析结论, 都必须用地质学的认识与判断来作出解释。当矿床的统计分析结论与矿床地质模型产生矛盾时, 必须首先以成矿地质理论为依据来找出产生矛盾的原因。差错可能来自统计分析的模型、方法与结论严重违背了成矿地质模式, 也可能来自地质判断与假设脱离了矿床地质的实际情况, 或者是二者都有。

用于检查对数正态分布特征值的系数表见表1-5-12~表1-5-14。

用于估计对数正态总体均值的 $y_n(V)$ 系数表例如: $y_n(0.20) = 1.704$

表 1-5-12

V	π	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12	14	16	18	20	50	100	1000
0.00	1.800	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000
0.02	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010	1.010
0.04	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020	1.020
0.06	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030	1.030
0.08	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040
0.10	1.050	1.051	1.051	1.051	1.051	1.051	1.051	1.051	1.051	1.051	1.051	1.051	1.051	1.051	1.051	1.051	1.051	1.051
0.12	1.061	1.061	1.061	1.061	1.061	1.061	1.061	1.061	1.061	1.061	1.062	1.062	1.062	1.062	1.062	1.062	1.062	1.062
0.14	1.071	1.071	1.071	1.071	1.071	1.071	1.071	1.071	1.071	1.071	1.072	1.072	1.072	1.072	1.072	1.072	1.072	1.072
0.16	1.081	1.082	1.082	1.082	1.082	1.082	1.082	1.082	1.083	1.083	1.083	1.083	1.083	1.083	1.083	1.083	1.083	1.083
0.18	1.091	1.092	1.092	1.092	1.093	1.093	1.093	1.093	1.093	1.093	1.094	1.094	1.094	1.094	1.094	1.094	1.094	1.094
0.20	1.102	1.103	1.103	1.103	1.103	1.104	1.104	1.104	1.104	1.104	1.104	1.104	1.104	1.104	1.105	1.105	1.105	1.105
0.3	1.154	1.156	1.157	1.158	1.158	1.158	1.159	1.159	1.159	1.160	1.160	1.160	1.160	1.160	1.161	1.161	1.162	1.162
0.4	1.207	1.210	1.212	1.214	1.215	1.216	1.216	1.216	1.217	1.218	1.218	1.218	1.219	1.219	1.220	1.221	1.221	1.221
0.5	1.260	1.266	1.269	1.272	1.273	1.273	1.275	1.276	1.276	1.277	1.278	1.279	1.279	1.280	1.281	1.282	1.283	1.284
0.6	1.315	1.323	1.328	1.332	1.334	1.336	1.336	1.337	1.338	1.339	1.341	1.342	1.343	1.344	1.344	1.348	1.349	1.350
0.7	1.371	1.382	1.389	1.397	1.399	1.399	1.401	1.401	1.403	1.404	1.406	1.408	1.409	1.410	1.411	1.416	1.417	1.419
0.8	1.427	1.442	1.451	1.457	1.462	1.465	1.465	1.468	1.470	1.472	1.475	1.477	1.478	1.480	1.481	1.487	1.490	1.492
0.9	1.485	1.503	1.515	1.523	1.529	1.533	1.537	1.540	1.542	1.544	1.546	1.547	1.549	1.551	1.554	1.562	1.565	1.568
1.0	1.543	1.566	1.580	1.591	1.598	1.604	1.608	1.612	1.615	1.618	1.620	1.623	1.626	1.628	1.630	1.641	1.645	1.649
1.1	1.602	1.630	1.648	1.661	1.670	1.677	1.682	1.687	1.691	1.691	1.697	1.701	1.705	1.708	1.710	1.723	1.728	1.733
1.2	1.662	1.696	1.718	1.733	1.744	1.752	1.759	1.765	1.770	1.770	1.777	1.782	1.787	1.790	1.793	1.810	1.816	1.822
1.3	1.724	1.764	1.789	1.807	1.820	1.831	1.839	1.846	1.851	1.851	1.860	1.867	1.872	1.876	1.880	1.900	1.908	1.916
1.4	1.786	1.832	1.862	1.884	1.900	1.912	1.922	1.930	1.936	1.947	1.955	1.961	1.968	1.971	1.971	1.995	2.004	2.014
1.5	1.848	1.903	1.938	1.963	1.981	1.996	2.007	2.017	2.025	2.037	2.047	2.054	2.064	2.065	2.065	2.095	2.106	2.117
1.6	1.912	1.975	2.015	2.044	2.066	2.082	2.096	2.107	2.116	2.126	2.131	2.142	2.151	2.158	2.164	2.199	2.212	2.226
1.7	1.977	2.049	2.095	2.128	2.153	2.172	2.183	2.201	2.212	2.228	2.239	2.252	2.262	2.269	2.287	2.308	2.323	2.340
1.8	2.043	2.124	2.177	2.214	2.243	2.265	2.283	2.298	2.310	2.330	2.345	2.357	2.375	2.387	2.422	2.440	2.460	2.480
1.9	2.110	2.201	2.260	2.303	2.336	2.361	2.382	2.399	2.413	2.436	2.453	2.467	2.478	2.487	2.487	2.542	2.563	2.586
2.0	2.178	2.280	2.347	2.395	2.431	2.460	2.484	2.503	2.519	2.545	2.565	2.581	2.594	2.604	2.604	2.668	2.692	2.718
2.1	2.247	2.360	2.435	2.489	2.530	2.563	2.588	2.611	2.630	2.659	2.689	2.700	2.700	2.714	2.725	2.800	2.827	2.858
2.2	2.317	2.442	2.526	2.586	2.632	2.668	2.698	2.723	2.744	2.778	2.803	2.824	2.842	2.854	2.854	2.937	2.969	3.004
2.3	2.388	2.526	2.618	2.686	2.737	2.778	2.811	2.839	2.863	2.900	2.929	2.952	2.971	2.987	2.987	3.082	3.118	3.158
2.4	2.460	2.612	2.714	2.788	2.846	2.891	2.923	2.959	2.986	3.028	3.060	3.086	3.108	3.125	3.125	3.233	3.274	3.320
2.5	2.533	2.699	2.812	2.894	2.957	3.008	3.043	3.084	3.113	3.150	3.187	3.225	3.256	3.270	3.270	3.391	3.438	3.490
2.6	2.607	2.789	2.912	3.003	3.073	3.128	3.174	3.213	3.245	3.298	3.339	3.371	3.398	3.420	3.420	3.557	3.610	3.669
2.7	2.682	2.880	3.015	3.114	3.191	3.253	3.304	3.346	3.382	3.441	3.486	3.522	3.552	3.577	3.577	3.730	3.791	3.857
2.8	2.759	2.973	3.120	3.229	3.314	3.382	3.437	3.484	3.524	3.588	3.639	3.680	3.713	3.740	3.740	3.912	3.980	4.055
2.9	2.836	3.068	3.228	3.347	3.440	3.514	3.576	3.627	3.671	3.743	3.799	3.843	3.880	3.911	3.911	4.102	4.178	4.263
3.0	2.914	3.166	3.339	3.469	3.570	3.651	3.718	3.775	3.824	3.902	3.964	4.013	4.054	4.088	4.088	4.301	4.387	4.482

用于估计对数正态总体均值的95%置信下限的 $W_{0.95}(V, n)$ 系数表 表1-5-13

$\frac{n}{V}$	5	10	15	20	50	100	1000
0.00	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
0.02	1,241	1,117	1,084	1,067	1,038	1,026	1,007
0.04	1,352	1,171	1,122	1,099	1,055	1,037	1,011
0.06	1,466	1,216	1,154	1,124	1,069	1,046	1,013
0.08	1,581	1,256	1,181	1,146	1,080	1,053	1,015
0.10	1,652	1,293	1,207	1,166	1,091	1,060	1,017
0.12	1,740	1,327	1,230	1,184	1,100	1,066	1,019
0.14	1,827	1,361	1,253	1,202	1,109	1,072	1,020
0.16	1,914	1,393	1,274	1,219	1,118	1,078	1,022
0.18	1,999	1,425	1,295	1,238	1,126	1,084	1,023
0.20	2,087	1,455	1,316	1,252	1,135	1,089	1,025
0.30	2,532	1,606	1,415	1,328	1,172	1,113	1,031
0.40	3,019	1,756	1,509	1,399	1,207	1,135	1,037
0.50	3,563	1,910	1,603	1,470	1,240	1,156	1,042
0.60	4,176	2,070	1,682	1,541	1,273	1,175	1,047
0.70	4,870	2,237	1,798	1,614	1,306	1,196	1,052
0.80	5,663	2,415	1,901	1,688	1,338	1,215	1,057
0.90	6,570	2,604	2,006	1,763	1,371	1,235	1,062
1.00	7,605	2,805	2,117	1,842	1,404	1,254	1,067
1.10	8,795	3,019	2,233	1,924	1,437	1,274	1,071
1.20	10,155	3,250	2,355	2,008	1,471	1,294	1,076
1.30	11,718	3,497	2,483	2,096	1,506	1,314	1,080
1.40	13,513	3,761	2,617	2,187	1,540	1,334	1,085
1.50	15,569	4,045	2,758	2,282	1,576	1,354	1,089
1.60	17,928	4,351	2,907	2,380	1,613	1,374	1,094
1.70	20,639	4,680	3,064	2,484	1,650	1,395	1,098
1.80	23,749	5,034	3,229	2,592	1,688	1,416	1,103
1.90	27,318	5,414	3,403	2,704	1,728	1,438	1,107
2.00	31,398	5,825	3,588	2,822	1,767	1,459	1,112
2.10	36,079	6,268	3,783	2,945	1,808	1,481	1,116
2.20	41,444	6,745	3,989	3,074	1,850	1,504	1,121
2.30	47,586	7,260	4,208	3,209	1,893	1,526	1,125
2.40	54,611	7,815	4,438	3,351	1,937	1,549	1,130
2.50	62,661	8,415	4,683	3,498	1,982	1,572	1,134
2.60	71,861	9,061	4,941	3,670	2,029	1,596	1,139
2.70	82,366	9,759	5,214	3,816	2,076	1,620	1,144
2.80	94,377	10,512	5,504	3,986	2,125	1,645	1,148
2.90	108,115	11,328	5,811	4,164	2,175	1,670	1,153
3.00	123,750	12,206	6,137	4,351	2,226	1,695	1,158

用于估计对数正态总体均值的95%置信上限的 $t_{0.05}(v; n)$ 系数表

表 1-5-14

$\frac{n}{v}$	5	10	15	20	50	100	1000
0.00	1.0000	1.0000	1.0000	1.0000	1.0000	1.0000	1.0000
0.02	0.8978	0.9333	0.9458	0.9540	0.9697	0.9782	0.9927
0.04	0.8589	0.9071	0.9246	0.9344	0.9573	0.9692	0.9895
0.08	0.8302	0.8874	0.9079	0.9200	0.9478	0.9622	0.9872
0.08	0.8070	0.8708	0.8943	0.9077	0.9398	0.9564	0.9852
0.10	0.7870	0.8593	0.8821	0.8972	0.9328	0.9512	0.9833
0.12	0.7693	0.8439	0.8716	0.8878	0.9264	0.9464	0.9817
0.14	0.7535	0.8323	0.8617	0.8790	0.9204	0.9420	0.9801
0.16	0.7389	0.8216	0.8527	0.8709	0.9149	0.9380	0.9787
0.18	0.7255	0.8116	0.8442	0.8632	0.9097	0.9341	0.9773
0.20	0.7129	0.8023	0.8360	0.8552	0.9048	0.9304	0.9760
0.30	0.6605	0.7618	0.8008	0.8243	0.8828	0.9139	0.9701
0.40	0.6187	0.7284	0.7717	0.7981	0.8639	0.8996	0.9648
0.50	0.5835	0.6995	0.7462	0.7744	0.8470	0.8867	0.9600
0.60	0.5538	0.6739	0.7270	0.7534	0.8313	0.8741	0.9554
0.70	0.5277	0.6508	0.7020	0.7338	0.8168	0.8632	0.9511
0.80	0.5044	0.6297	0.6825	0.7156	0.8030	0.8525	0.9470
0.90	0.4836	0.6103	0.6646	0.6987	0.7899	0.8421	0.9429
1.00	0.4650	0.5923	0.6476	0.6826	0.7774	0.8322	0.9389
1.10	0.4481	0.5756	0.6317	0.6674	0.7654	0.8226	0.9351
1.20	0.4328	0.5599	0.6165	0.6530	0.7538	0.8133	0.9313
1.30	0.4189	0.5452	0.6023	0.6393	0.7426	0.8042	0.9276
1.40	0.4062	0.5315	0.5888	0.6262	0.7313	0.7954	0.9240
1.50	0.3946	0.5186	0.5760	0.6137	0.7214	0.7868	0.9203
1.60	0.3840	0.5065	0.5637	0.6018	0.7112	0.7781	0.9168
1.70	0.3743	0.4950	0.5521	0.5904	0.7014	0.7702	0.9133
1.80	0.3655	0.4842	0.5410	0.5794	0.6918	0.7622	0.9098
1.90	0.3574	0.4740	0.5305	0.5688	0.6825	0.7544	0.9064
2.00	0.3501	0.4644	0.5203	0.5587	0.6734	0.7466	0.9030
2.10	0.3433	0.4552	0.5106	0.5489	0.6646	0.7391	0.8998
2.20	0.3372	0.4466	0.5014	0.5395	0.6560	0.7317	0.8962
2.30	0.3316	0.4385	0.4925	0.5304	0.6476	0.7245	0.8929
2.40	0.3263	0.4308	0.4849	0.5217	0.6394	0.7173	0.8896
2.50	0.3210	0.4234	0.4779	0.5133	0.6314	0.7104	0.8864
2.60	0.3179	0.4165	0.4681	0.5044	0.6236	0.7035	0.8831
2.70	0.3142	0.4100	0.4606	0.4974	0.6160	0.6967	0.8799
2.80	0.3110	0.4039	0.4535	0.4899	0.6095	0.6901	0.8767
2.90	0.3081	0.3981	0.4467	0.4826	0.6032	0.6836	0.8736
3.00	0.3055	0.3926	0.4401	0.4759	0.5971	0.6772	0.8704

第六章 矿石选冶试验采样设计

编写单位 马鞍山钢铁设计研究院

长沙有色冶金设计研究院

沈阳铝镁设计研究院

编写人 高怀义 邱世联 王思孚

6.1 矿石选冶试验概述

矿床普查勘探阶段和矿山建设前期的矿石选冶试验是一项重要的基础研究工作。其目的在于正确确定矿石的选冶技术加工性能，为矿床技术经济评价、工业指标制定和选冶设计提供必要的资料依据。

矿石选冶试验包括选矿试验和冶炼试验。凡是原矿有用组份含量低，或采出矿石须经选矿之后才能获得满足冶炼要求的精矿或商品矿石者，都必须进行与矿石性质复杂程度相当的选矿试验。对原矿品位高，可以直接冶炼的矿石，或目前的选矿方法不能获得良好回收效果的某些矿石（如硅酸镍矿、钒钛磁铁矿等），以及某些不经过选矿直接进行冶炼即可获得良好效果的矿石（如水冶方法处理离子吸附型稀土矿石等），往往需要进行冶炼试验。

选矿试验的方法，一般包括手选、浮选、重选、磁选、电选、光电选、摩擦选等等，以及前述两种以上选矿方法的联合法。冶炼试验方法一般分火法和湿法两种。火法冶炼试验，包括熔炼、焙烧、粉矿造块（烧结、球团、铁焦压块等），湿法冶炼试验，包括化学药剂萃取、离析等。

矿床普查勘探阶段绝大多数的情况，只进行选矿试验而很少做冶炼试验。

6.1.1 矿石选冶试验分类

矿石选冶试验按试验程度（试验深度、广度和规模）分为可选（冶）性试验，实验室流程试验，实验室扩大流程试验，半工业试验和工业试验五类。

6.1.1.1 可选（冶）性试验

矿石可选（冶）性试验是指利用实验室非连续的小型试验设备，进行分批分类的条件试验。试验采用通常认为具有工业意义的选冶方法和常规流程，在一个具备矿物解离或适宜的加工粒度范围内，用物理分离或化学药剂提取方法来获得最终产品。由于试验过程中除机器运转外还需以人工操作，其试验精度随实验人员的技巧和操作的熟练程度不同而有所不同，因此试验结果随机性较强，模拟度较低，其获得的技术指标一般高于较大规模的试

验。

6.1.1.2 实验室流程试验

实验室流程试验是指利用实验室非连续的小型试验设备来实验工艺流程。流程中作业间的串联和衔接是靠人工完成的,流程的平衡不是动态的自然平衡,往往间或插入某些技术处理。这样可由机器和人工结合变为若干不同结构的流程和相应的技术指标,其中比较理想的流程和指标,便是矿石加工技术性能的基本依据。其原则流程总是后续试验研究的基础。

6.1.1.3 实验室扩大连续试验

实验室扩大试验是对实验室流程试验推荐出的一个或数个流程,串组为连续性的、类似生产状态的操作条件,试验因素和指标都是在动态平衡中反映出来的。实验在绝大部分情况下是局部流程的连续,试验是在“动态”中实现给料、供水、给药和产品数量及质量的平衡,其动态达到平衡后维持操作时间24~72小时。这类试验一般已具有一定的模拟度,其成果是较可靠的。实验室扩大连续试验一般在后述情况下进行:矿石物质成分比较复杂、难选,缺乏选(冶)实验经验的新矿石类型;已做实验室流程试验指标满足不了矿床地质经济评价的要求;已做实验室流程试验资料满足不了新矿山设计的要求;持续生产老矿山设计时,由于矿石性质发生变化,致使已有选矿设施效果不佳等。

6.1.1.4 半工业试验

半工业试验是在专门的试验车间或试验工厂所进行的较大规模的工业模拟试验。它是在生产型设备上,按生产操作状态所作的试验,它不像在实验室中那样,可以较为灵活的调整变更流程和条件。半工业试验一般在后述情况下进行:矿床金属储量大,无生产经验可借鉴,生产厂矿属中、大型,基建投资大;原矿品位低,矿石有用组份多,矿物嵌布粒度细,伴生关系复杂,矿物分离困难,需采用新设备和新工艺。这类试验所获数据,包括试验条件和流程指标的置信度是高的。

6.1.1.5 工业试验

工业试验是指在工业生产现场进行的试验。试验范围包括单机试验、局部作业试验、全流程试验。它是借助工业生产装置的一部份或一个至数个系列性能相近、处理量相当的设备,进行局部或全流程的试验。它与半工业试验一样在岗位操作正常的状态下取样,获取必要的数据来完成试验任务。工业试验一般在后述情况下进行:新设备需在现场考察定型,设计新型选(冶)厂;改造已生产的选(冶)厂。这类试验成果是可靠的。

6.1.2 矿石选冶试验的目的和内容要求

6.1.2.1 可选(冶)性试验

1. 目的

初步评定矿石的可选(冶)性及工业利用的可能性,以判别试验对象是否可作为工业原料。

2. 内容要求

(1) 确定矿石矿物组成及其化学成份。

(2) 初步确定有用组份的选(冶)方法和可能达到的指标(精矿品位、尾矿品位、回收率等),以及伴生有益或共生有用组分综合利用的可能性。

6.1.2.2 实验室流程试验

1. 目的

进一步确定矿石的加工工艺、合理流程和技术经济指标。

2. 内容要求

(1) 详细确定矿石的矿物和化学组成、矿石结构构造、矿物嵌布特征及其共生关系；单矿物解离度及其连生体的特征、矿物粒度组成和比表面；矿石的物理和化学性质；有用组分和有害杂质的赋存状态，呈各种化合物存在的某种物质的含量等。

(2) 确定矿石的工艺性质：粒度、密度、摩擦角、堆积角、可磨度、硬度、水份、比磁化率及表面性质等。

(3) 确定合理的选矿方法及工艺流程，考虑综合回收方法。

(4) 确定混合处理不同自然类型矿石的可能性和混合比例。

(5) 提出工业矿物选矿指标及其产品中综合利用组份的含量指标。

6.1.2.3 实验室扩大连续试验

1. 目的

针对前一阶段已做试验所推荐的工艺流程和选矿指标进行校核和验证，或进行新工艺流程的探索。

2. 内容要求

(1) 矿石的物质组成和物理化学性质的研究，若经小型探索性试验检验，证明与原实验室流程试验所作矿石性质基本相同，可不重作，只需作光谱分析、化学分析、物相分析即可，必要时在原有基础上作若干补充项目。

(2) 试验的选别方案、流程条件，应按矿石性质和原有试验室流程试验推荐的选别方案、流程和条件拟定。若矿石性质与原有实验室流程试验样有出入，必须作补充校核试验和调整。

6.1.2.4 半工业试验

由于矿石选冶工艺流程复杂，在实验室试验中难以充分查明工艺特性及设备的某些关键环节，而且可能因这些技术环节的可靠性不大而影响技术经济指标时，为解决这些问题，须通过半工业试验来提高试验的模拟程度。半工业试验一般是作为建设前期的准备而进行的试验，它为新建造（冶）厂设计提供依据。

半工业试验要求模拟生产操作状态进行，要求其设备处理矿石量一般要达到：选矿10~20t/d；火法冶金50~100t/d；湿法冶金2~10t/d。

6.1.2.5 工业试验

目的是为确定矿石性质极为复杂的大型选矿厂的工艺流程和技术经济指标；或者验证工艺流程和技术经济指标的合理性；或者为采用新设备、新工艺提供依据。工业试验的数据资料，作为矿山设计建厂和生产操作的基础和依据。

工业试验要求按生产操作状态进行，试验内容深度，以及操作技术条件都应与实际的生产情况尽量一致。

6.1.3 矿石选冶试验及采样程序

随着矿产普查勘探、矿山建设和生产工作的逐步进行，对矿床地质条件的不断揭露和

对矿石性质认识的不断加深,需要分阶段地逐步扩大试验的广度(有用组份的富集方法、途径和效果)、加大试验的深度(可靠的选别流程及精确的试验指标)和规模,以便使试验程度和矿床普查勘探及矿山生产建设各阶段要求相适应。由于各阶段的试验内容和深度不一,对试验样品的要求也各不相同,因此,试验及采样工作均应按程序进行。

6.1.3.1 矿产普查和勘探时期的试验

矿产普查和勘探时期的矿石选冶试验及其样品的采取,由地质勘探部门负责进行。其中的采样设计,亦可委托矿山设计部门。普查勘探时期的矿石选冶试验,应根据矿石性质复杂程度,分阶段逐步进行。

1. 普查阶段

普查阶段对简单常见的易选(冶)矿石,一般可不作试验。可以根据物质组成研究成果以及同类矿石的生产或试验资料类比来评价。但矿石难选、含有用组份或伴生有益组份种类多时,需做可选(冶)性试验。其结果是作为提交矿点普查报告和矿床概略技术经济评价报告的重要依据。

2. 详查阶段

详查阶段对虽属一般矿种,但含有多种有用组份、难以通过物质组成研究成果来判断矿石的选冶性能时,需做可选(冶)性试验;难选矿石应做实验室流程试验或实验室扩大连续试验。其结果作为提交矿床详查报告和初步技术经济评价报告的依据。

3. 勘探阶段

勘探阶段应进行实验室流程试验。当矿石物质组份复杂、综合利用价值高,或尚无生产实践经验的新矿石类型,经实验室流程试验达不到要求时,还应做实验室扩大连续性试验。其试验结果,一般作为提交矿床地质勘探报告、矿床详细技术经济评价报告的依据。

6.1.3.2 矿山筹建过程的试验

在矿床地质勘探报告批准后,进行矿山建设前期工作的过程中,如矿山设计部门发现已做的矿石选(冶)试验不能满足选(冶)厂设计要求时,应向委托单位或生产建设单位提出进一步做深度更大的试验(实验室扩大连续性试验、半工业试验,以至专门建立试验厂进行半工业或工业性试验)的建议。经上级主管机关批准后,由设计部门提出试验要求,并编制采样设计。选(冶)试验由试验研究单位进行。采样工作由建设单位负责;地质勘探单位协同编制采样设计,并做好有关采样的协作配合工作。

6.1.3.3 矿山生产过程的试验

在矿山生产过程中,如进行选厂扩建、改建,或进行流程改造、采用新的选矿设备或工艺,经批准后,仍然需要在车间或试验厂进行半工业或工业性试验。采样与试验均由矿山生产部门负责,但仍需与有关的设计和试验单位共同研究,或委托其进行。

6.2 采样设计的基本要求

6.2.1 采样设计的目的和任务

编制采样设计的目的在于保证能够采出满足试验要求的有代表性试验样品。其主要任

务是根据试验对矿样代表性和质量要求,结合矿床地质条件和矿石性质特征,制订和选择最佳的采样方案、确定采样方法和措施,用以指导采样施工,同时还要对采样施工、样品包装和运输等作业提出相应的要求。

6.2.2 采样设计的条件和资料依据

6.2.2.1 采样设计的条件

- (1) 采样任务书已经下达,或采样设计委托书(合同书)已经签订。
- (2) 试验的种类和要求已经确定。
- (3) 试验对矿样的种类、件数、重量和品位等要求已经提出。
- (4) 应具备与试验阶段或深度要求相当的矿床地质勘探程度。

6.2.2.2 采样设计的资料依据

(1) 采样设计的主要资料依据是地质资料。其资料应与前述的试验阶段所要求的勘探程度相适应。

(2) 矿山开采规划或设计资料。其资料应视编制采样设计时所处的具体条件而定。如在勘探阶段,应尽可能取得矿山规划的有关资料;如在矿山筹建阶段,应尽可能取得可行性研究或方案设计的有关资料。

(3) 试验研究资料。一般包括岩矿鉴定、物相分析、单矿物分析等资料,以及已进行过的选(冶)试验成果资料。

(4) 其它技术经济资料。一般应收集有关的工程造价、取样、编录、化验等指标和单价,以及矿样运输距离及运价和包装费用等项资料。

6.2.3 采样设计的内容和深度要求

6.2.3.1 采样设计主要内容

采样设计一般应包括以下主要内容:

- (1) 矿样的种类和件数的确定。
- (2) 矿样量和代表性确定。
- (3) 采样点布置和配样计算。
- (4) 采样方法和样品制备要求。
- (5) 采样施工、矿样包装和运输要求。
- (6) 采样工程概算。
- (7) 采样设计说明书编写。

6.2.3.2 采样设计深度要求

(1) 采样设计必须目的明确,要求具体,以满足采样施工各环节工作的需要。

(2) 采样设计应以保证矿样代表性为中心,制订和选择最佳采样方案,并制定出采样的具体措施。

(3) 在采样点布置、采样方法和配样方法等重要技术问题上,亦须进行两个以上的方案对比,择优选定。

(4) 为保证采样质量和提高效率,还应对矿样配制、化验检验、包装和运输等工作

环节提出技术要求。

(5) 对矿样量较大的样品采集, 在设计中应编制采样进度计划。

(6) 对大型工业试样采集, 应根据采样施工单位的具体情况, 必要时增列部份采、运施工设备。

(7) 对新开凿的专门采样工程, 应做好单体设计。

(8) 对供给专门试验厂用的矿样采样设计, 应附具体的矿样开采方法要求和供矿计划。

(9) 采样工程费用概算的项目要全、数据要准。

6.3 采样设计编制

6.3.1 矿样种类和件数的确定

6.3.1.1 矿样种类确定

矿样种类是指在每个具体矿床的采样过程中, 所需要采集的不同性质矿石试验样品的类型, 一般可分为单样和混合样两类。单样, 即同一性质或同一矿石自然类型的样品作为一个试样; 混合样就是不同自然类型或不同性质的样品混合为一个样。矿样的种类需要在采样设计时首先确定, 以指导设计的顺利进行。

(1) 矿样种类必须根据矿床地质特征、矿化规律、矿石自然类型及其分布情况、结合矿床开采和试验的具体要求加以确定, 应与矿山生产时需要加工处理的原矿性质尽可能一致。

(2) 不同的矿石自然类型或工业类型, 当其各具一定规模、分布有一定规律、而且可能进行分别开采, 也要求分别试验时, 应分类型单独采取试验样品。

如不同性质和类型的矿石相互交错而不能分别开采时, 即使分选可能会获得更好的回收效果, 也只能采出混合样进行试验, 但应注意混合样品中, 使各类型的储量比例与所代表的原始情况一致。

如前阶段的试验业已证明, 各自然类型的矿石可用同一选矿流程处理, 并可获得良好效果, 此时就不必再分别采取单样, 只须按这几种自然类型比例采取混合样品。

对于存在分采与混采两种可能时, 只要采样条件允许, 均应按矿石自然类型先采出单样, 以便在进行探索性试验的基础上再行确定矿样的分合问题。

(3) 对于新类型矿石, 原则上都应当采取该类型的单样进行试验。

6.3.1.2 矿样件数确定

矿样的件数, 即同一种性质的矿样个数, 或选矿试验所需要的样品个数, 它与矿样的种类相关, 应与试验的任务要求一致。矿样件数的确定要符合矿床地质条件、矿体产出特征和所具备的采样条件, 一般有下列情况:

(1) 通常同一种类的矿样(单样或混合样)只需采集一件样品。

(2) 当矿体厚度大, 矿化呈渐变关系, 矿化与围岩界线不清时, 为合理制定工业指标和给矿床地质经济评价提供依据, 应尽可能地按照 3~5 个品位梯度, 分别采取矿样并分别进行探索性试验。

(3) 当在露天开采剥离范围内存在数量较大的表外矿石时, 为评价其开采利用的可能性, 应单独采取表外矿样进行试验。

(4) 当近矿围岩或夹层中, 含有贵重、稀有元素, 或其它有益组份或共生矿产中, 应单独采取围岩或夹层样进行试验。

(5) 当矿体规模很大, 或矿石性质沿矿体走向或倾向呈规律性变化时, 应根据已具备的采样施工条件, 并按照试验性质的要求, 分别采取代表全部矿体的矿样和浅部矿体(即可能先期开采地段)的矿样。

上述各类矿样件数的确定, 都要有利于试验的深入进行和资源的充分利用。对采取的每件矿样均应留足备用样品, 以满足质量检查、配样和试验返工的需要。

6.3.2 矿样重量和代表性确定

6.3.2.1 矿样重量的确定

矿样的重量即同一试验种类矿样的采集总重量。它取决于选矿试验的种类, 试验设备的能力, 试验连续运转的时间、矿石性质的复杂程度和采样的施工与运输条件等。矿样重量一般由试验单位按实际需要提出。但是, 试验单位提出的矿样重量要求往往与实际采出的矿样重量有一定差距, 而且还需要根据矿床地质特点、矿石性质及具体的采样条件, 在采样设计时进行认真研究加以确定。

根据矿石选冶试验研究经验, 不同矿石类型和不同选(冶)方法试验所需矿样重量的参考数据, 详见表 1-6-1。

在编制采样设计时, 为保证选冶试验所需的矿样重量, 还应考虑加工、化验、装运损耗、最终配样及备用等因素, 需要采集一定比例的备用矿样。根据一般经验, 可选性和试验室规模试验矿样的原始重量, 应为最终矿样(送试验单位的矿样)重量的两倍左右; 半工业和工业性试验矿样的原始重量, 应为试验所需矿样重量的 1.1 倍左右。

6.3.2.2 矿样代表性的确定

矿样代表性是指, 从矿石总体中采出的矿样所能反映矿石本身性质的真实程度。选冶试验必须建立在矿样具有代表性的基础上, 否则, 将造成一系列严重浪费, 甚至导致错误的结论, 使试验成果不能做为矿床评价和选(冶)厂设计的依据。因此, 保证矿样的代表性是采样设计的核心。矿样代表性一般应考虑以下几方面。

1. 矿石化学成分代表性

矿石化学成分的代表性, 是指矿样中的主要有用组分(化学元素或矿物)的种类和含量(品位)、伴生有益组份和有害杂质的种类和含量, 要能充分反映矿床内矿石的化学组成及其分布特征, 并做到与采出或入选加工的矿石情况基本一致。其一般要求是:

(1) 矿样中有用和伴生有益组分及有害杂质的种类, 应与矿床内这些组分的赋存状态、共生关系及其分布特征相一致。

(2) 矿样有用组分的品位, 应能代表采出或入选矿石的品位, 并在矿石地质品位(平均品位)的基础上, 考虑开采过程中的废石(或夹层)混入等因素, 使矿样品位与采出矿石的品位基本一致。其基本要求是:

$$\alpha_k = (1 - \sigma) \alpha_y$$

(1-6-1)

选冶试验所需矿样重量参考表

表 1-6-1

试验种类	矿石类型	选(冶)方法	矿样重量(kg)	备 注
1	2	3	4	5
可选(冶)性 试验	单一磁铁矿	磁 选	50~100	判别试验对象是否可作为工业矿石原料
	赤铁矿及有色金属矿石	浮选、焙烧磁选、重选	100~300	
	多金属矿石	浮选、磁浮联合选	300~500	
	多金属矿石	重 选	500以上	
	易选锰矿		100~200	
	难选锰矿		300~400	
	铬 铁 矿		100~200	
	铝 土 矿	烧结法、拜尔法	100~200	
实验室流程 试验	单一磁铁矿	磁 选	200~400	通常作为地质矿产评价的主要依据,对一般矿石,可作矿床开发初步可行性研究及制定工业指标的基础。对易选矿石,在满足矿山设计所需基本参数下,可作为矿山设计依据
	赤铁矿及有色金属矿	浮选、焙烧磁选	500~1000	
	赤铁矿及有色金属矿	重 选	2000~3000	
	多金属矿	浮选、磁浮联合选	1000~1500	
	多金属矿	浮选、浮重联合选	2500~4000	
	难选氧化混合矿石	浮、冶或浮、磁、重联合选	4000以上	
	易选锰矿		300~500	
	难选锰矿		500~1000	
	铬 铁 矿		300~500	
	铝 土 矿	烧结法、拜尔法	300~500	
实验室扩大 连续试验	一般矿石或难选(冶)矿石		5000~25000	一般情况下可作为矿山设计依据。对难选矿石,仅能作为矿床开发初步可行性研究和制定工业指标的基础资料和依据
半工业试验	难选冶复杂矿石 (大、中型选冶厂)	一般选矿	按试验设备 处理量确定 10~20(t/d)	一般作为建设前期的准备而进行的试验,供矿山设计使用
		火法冶金	50~100(t/d)	
		湿法冶金	2~10(t/d)一 般5000t以上	
工业试验	矿石性质相当复杂 (大型选冶厂)	各种工业性选冶	按试验厂规模确定,一般 多达10000t	可作为矿山设计和生产操作的基础及依据

$$\alpha_y = \alpha_d(1 - \rho) + \alpha_F \rho$$

式中 α_k ——设计的采出矿石品位，%；
 α_y ——矿样中主要有用组分平均品位，%；
 α_d ——矿样中矿石主要有用组分地质平均品位，%；
 α_F ——矿样中围岩或夹层（石）主要有用组分平均品位，%；
 σ ——采样允许相对误差（详见表 1-6-2），%；
 ρ ——废石混入率（露天开采一般取 5~10%；地下开采一般为 10~20%），%。

采样允许误差参考表

表 1-6-2

组份含量 (%)	允许相对误差 (%)	允许绝对误差 (%)
>45	2	1
30~45	2~3	1
20~30	3~5	1
15~20	2~3	0.5
10~15	3~5	0.5
5~10	5~10	0.5
1~5	4~20	0.2
0.5~1	10~20	0.1
0.1~0.5	10~20	0.02~0.05
0.05~0.1	10~20	0.01
0.01~0.05	10~20	0.002~0.005
<0.01		0.001

注：根据经验，一般有色金属矿床 σ 取值为-15%~+15%，并以-15% $\leq\sigma\leq$ 0的效果为佳。

应与原矿基本一致。

(2) 对某些分散程度较高的稀有金属（如钽铌等），为查明它们在矿石中的赋存状态和实际的选矿回收效果，应在做好这些金属矿物及含这些金属的其它矿物（包括次要矿物、脉石矿物）的矿物含量统计及金属平衡工作的基础上，使采出的矿样与原矿的情况基本一致。

(3) 为使矿样与采出矿石的实际情况更加接近，采样设计时应按废石混入率的要求，采集部分近矿（顶底板）围岩或夹层（石）掺入矿样之中。

(4) 采出矿样的矿石结构、构造、矿物粒度和嵌布特征，应与原矿基本一致。同时，采出矿样的矿石物理性质，包括硬度、湿度、风化程度、含泥率等，亦应与所代表的原矿

3. 矿石类型和品级代表性

为避免只采出接近设计矿样品位（ α_y ）的情况，并使矿样的品位分布及其平均品位能够全面地反映矿床内原地矿石的品位分布原型，一般在采样设计之前，应做好矿石不同品位区间样品长度分布频率的统计工作，编制统计表或直方图，然后再将不同区间组合成设计所需的平均品位，为样点设计打下基础。

(3) 样品的伴生有益组分和有害杂质含量的代表性，原则上也应与主要有用组分要求相同，即做到与采出矿石基本一致。当矿石化学成分复杂（如多金属矿，有用、有益组份种类较多）或伴生有益组分和有害杂质含量较低时，则应以保证主要有用组分的品位要求为准，其它组分的含量要求可适当放宽，有害杂质含量误差以取正误差为佳。

2. 矿石矿物成分及结构构造的代表性

(1) 矿样的主要金属或工业矿物的种类、含量、共生组合特征应与原矿一致。同时，矿样中的脉石矿物种类和含量比例，亦

(1)如采样设计时矿石的工业类型尚未划定,则应按各矿石自然类型考虑矿样的代表性,做到各自然类型的矿样重量比例,与其所代表的储量比例一致。

(2)如采样设计时矿石工业类型已经划定,则矿样的代表性应按工业类型考虑,并做到同一工业类型的矿样中,各矿石自然类型的重量比例与其代表的储量比例一致。

(3)不同技术品级的矿样,应分别代表其性质(包括有用组份的品位、有害杂质的种类和含量等),并在设计时考虑分别采样的要求和措施。

4. 各阶段试验对矿样代表范围的要求

(1)地质勘探各阶段的选冶试验,一般要求矿样能够代表整个矿床(或矿体)。

(2)在矿山筹建阶段的选冶试验,其主要目的为选(冶)厂设计提供资料依据。因此,多要求矿样能代表矿山开采前期地段的矿石性质。根据一般经验:有色金属及非金属矿山这阶段试验应要求矿样应能代表矿山生产初期5年以上的矿量分布范围;黑色金属矿山则能代表近期5~10年的矿量分布范围为佳。

(3)在矿山生产阶段的试验,其矿样能代表多少矿量分布范围需视具体情况而定,一般要求能代表该类型矿石的整个分布范围。

6.3.3 采样点布置和配样计算

6.3.3.1 采样点布置

正确选择矿样的采样点,是保证矿样代表性的关键。采样设计时,在对矿床地质条件综合研究的基础上,应充分考虑矿石复杂程度、矿样种类、件数、重量及代表性等要求和采样施工条件等因素,作好方案对比,合理地确定采样点数和采样点的具体位置。

1. 采样点数的确定

(1)采样点数的多少应以满足矿样代表性和总重量要求为准。一般要求每种矿石类型或品级都应有3~5个采样点。在能保证矿样有充分代表性的前提下,采样点数以少为佳。当同一采样点所能采集的样品重量不能满足要求时,应补充同类型矿石新的采样点。

(2)为保证采样设计和施工的顺利进行,应布置一定数量的备用采样点。一般要求备用采样点数占总样点数的20~30%。

2. 采样点位置的确定

采样点位置的确定,应根据探矿工程(坑道、钻孔、浅井或槽探)编录资料,结合现场地质观察情况进行,最终应编制样点分布图。在确定采样点位置时,应考虑以下因素:

(1)采样点应大致均匀地分布于矿体或采样设计所代表的一定开采年限的矿量范围各部位,并储量集中的部位和近期开采的地段为主;

(2)应充分利用已有的勘探或采矿工程,并选择其中对矿石类型和技术品级揭露最完全的工程为主要的采样布点对象,尽量避免重新开凿专门的采样工程。当矿石性质变化大,在已有工程中布点受到局限而不能保证矿样的代表性或重量要求时,应结合探矿或今后开采需要,适当设计专门的采样工程(包括采样坑道和大口径采样钻孔等)。

(3)采样点布置时,还应充分考虑采样施工和运输条件。

3. 采样点分布图的编制

采样点分布图包括平面图和剖面图。其主要内容包括:

- (1) 座标线、地形线及标高;
- (2) 地质界线和矿体边界;
- (3) 矿体及块段编号;
- (4) 矿石类型或品级界线;
- (5) 储量级别界线;
- (6) 探矿工程位置及编号;
- (7) 每个样点的位置编号及采样量;
- (8) 每个样点所在位置的原地质样号、样长、品位、矿心采取率等;
- (9) 备用样点的位置及编号。

6.3.3.2 配样计算

配样计算是采样设计的一项重要内容,其目的在于按照采样设计的品位要求,确定各采样点的采出矿样重量,为采样施工提供直接的依据。

1. 配样计算步骤

(1) 根据确定的矿样总重量,按照各矿石自然或工业类型、不同品位区间所占的百分比,计算出各品位区间应采集的矿样重量;

(2) 根据样点分布图上初步选定的采样点的品位,按上述各采样点的分配重量,用重量加权法计算出整个矿样的主要有用组份平均品位。如与采样设计要求的平均品位相差较大时,则需进行调整,并部分地改变采样点或改变某些采样点的重量采样。如此反复调整,直至按各采样点的取样量能达到设计品位要求为止。

(3) 上述工作完成后,再用同样的方法计算拟采矿样的伴生有益组分和有害杂质的平均含量(如无此数据,则须进行适当的补充化验分析),并视伴生有益组分的价值高低和有害杂质对开采产品方案选矿工艺、产品质量的影响大小,择其主要的组分按设计的平均含量要求进行衡量。如其误差基本达到要求,则可通过。否则,还要对设计的部分采样点的位置和矿样重量进行相应的调整,做到在保证主要有用组分的品位及其性质是有代表性的前提下,伴生组分的含量基本满足要求。

2. 配样计算方法

1) 常规配样计算

配样的常规计算,一般采用各采样点的应采出矿样质量加权法,也常采用厚度加权法。两种方法计算原则、步骤相同。现以矿样重量加权法计算过程如下:

(1) 当围岩不含矿,并且采样时用“内贫化”(即采样时用的自然贫化方式,而不是按比例专门采集废石混入其中)方式,其矿样配制的平均品位计算公式为:

$$\alpha_c = \frac{\sum_{i=1}^n (1 - \rho) \alpha_i Q_i}{\sum_{i=1}^n Q_i} \quad (1-6-2)$$

式中 α_c ——矿样平均品位, %;

α_i ——第*i*个采样点地质品位，%；

Q_i ——第*i*个采样点应采出的矿样重量，t；

ρ ——废石混入率（此时即为贫化率），%。

(2) 当围岩不含矿，并且采样时为“外贫化”方式（即单独采取围岩或夹石掺入矿样），其矿样配制的平均品位计算公式为：

$$\alpha_c = \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_i Q_i}{\sum_{i=1}^n Q_i + \sum_{j=1}^m R_j} \quad (1-6-3)$$

式中 R_j ——第*j*个围岩采样点应采集的围岩样重量，t；

其余符号同 1-6-2 式。

(3) 当围岩含矿，其“内贫化”方式的矿样配制的平均品位计算公式为：

$$\alpha_c = \frac{\sum_{i=1}^n [(1-\rho)\alpha_i + \rho\alpha_j'] Q_i}{\sum_{i=1}^n Q_i} \quad (1-6-4)$$

式中 α_j' ——第*j*个围岩采样点的围岩含矿品位，%；

其余符号同 1-6-2 式。

(4) 当围岩含矿，用“外贫化”方式的矿样配制的平均品位计算公式为：

$$\alpha_c = \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_i Q_i + \sum_{j=1}^m \alpha_j' R_j}{\sum_{i=1}^n Q_i + \sum_{j=1}^m R_j} \quad (1-6-5)$$

式中各项符号同前。

上述方法和公式，对于矿石性质复杂、组份繁多的矿床，在进行配样计算时，即繁琐又很难达到规定的精度要求。

例如某锡石—硫化物多金属矿床，矿石中主要有用组份为锡、锌，伴生有益组份为铅、锑、硫、砷、银等。根据矿物共生组合、结构构造及矿化特征的差异，将矿石划分为层面脉型、裂隙脉型和层间细脉交代型等三个矿石类型，三者综合构成似层状矿体。其各矿石类型和品位区间所占的储量比例见表 1-6-3。

某锡矿各品位区间储量比例统计表 (单位: %)

表 1-6-3

矿石类型	品位区间 (Sn)					合计
	0.02~≤0.3	>0.3~≤1.0	>1.0~≤3	>3~≤5.0	>5.0~≤7.75	
层面脉型	4.46	2.98	4.46	1.93	1.64	15.47
裂隙脉型	6.55	7.29	15.33	5.36	3.28	37.81
层间细脉交代型	15.03	11.61	10.71	4.46	4.91	46.72
合计	26.04	21.88	30.51	11.75	9.83	100.0

按选矿设计需要,需进行试验室扩大流程试验,要求采出合格矿样100t。矿样平均品位: $\text{Sn}1.63\%$ 、 $\text{Zn}3.88\%$ 、 $\text{Pb}0.28\%$ 、 $\text{Sb}0.29\%$ 、 $\text{Si}2.14\%$ 、 $\text{As}1.773\%$,采矿贫化率10%。考虑加工、化验、装运损耗和留副样需要,拟采矿样总重量为153t,其中矿石138t、围岩15t。

按表1-6-4所列各矿石类型比例,将138t矿样进行分配,即得各矿石类型和品位区间的应采取矿样量。结合施工条件和采样点空间分布均匀性等要求,选取20个采样点,即层面脉型6点,裂隙脉型6点、层间细脉交代型8点。另在顶、底板围岩各采1点。采样点的具体位置,按地质编录及原刻槽样位置的品位资料选取,并经现场核查后初步确定(采样点布置图详见图1-6-1)。然后按公式1-6-2进行各采样点的采样品位与重量的反复计算和调整。其计算结果详见表1-6-4。

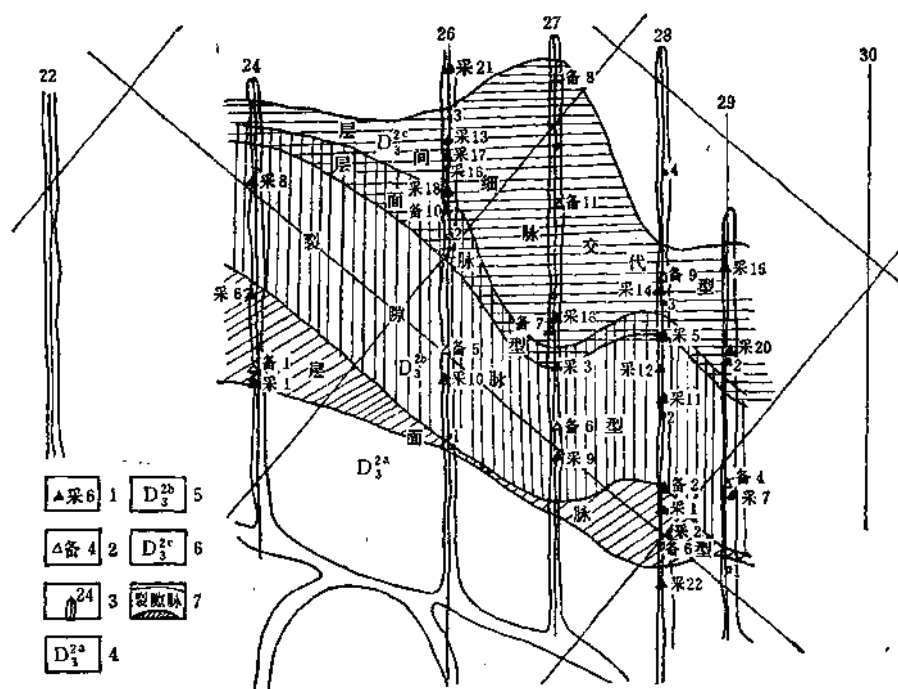


图 1-6-1 某锡矿采样点布置图

1—采样点及编号; 2—备用采样点及编号; 3—探矿巷道及编号; 4—宽条带状灰岩泥灰岩; 5—细条带状砂质岩和灰岩; 6—小扁豆状灰岩; 7—矿石类型

表 1-8-4

某锡矿配样计算表

矿石 类型	配样堆 编号	采样点 编号	采取地点	刻槽 样号	采取 重量 (t)	品 位 (%)						品位×重量						采取规格 宽×高×深(m ³)	备注
						锡	锑	铅	锌	铜	钨	锡	锑	铅	锌	铜	钨		
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
层状 脉型	I	采 1	28穿脉 77井脉	979 978	6.1	0.14	1.03	0.048	0.038	6.95	0.09	0.854	6.283	0.233	0.232	42.40	0.55	2×1.8×0.6	
	I	采 2	28穿脉 77井脉	29 28	4.2	0.87	5.71	0.036	0.069	16.84	0.25	3.654	23.982	0.151	0.290	70.738	1.05	1.8×1.5×0.5	
	I	采 3	27穿脉 75井脉	601	2.5	2.65	6.49	0.63	0.55	26.44	1.03	5.125	16.225	1.50	1.625	66.1	2.575	1×1.2×0.7	样槽 以上
	I	采 4	24穿脉 77井脉	741	3.7	1.88	6.38	3.68	3.9	15.41	3.55	6.956	23.596	13.616	14.43	57.017	13.135	1×1.8×0.05	
	I	采 5	28穿脉 75井脉	1030 1029	2.8	4.29	5.15	0.071	0.075	16.69	1.31	12.012	14.42	0.199	0.21	46.732	3.668	1.8×1.2×0.4	样槽 以上
	I	采 6	24穿脉 77井脉	766	2.0	5.96	4.13	0.045	0.088	12.24	1.50	11.92	8.26	0.065	0.176	24.48	3.09	1×1.2×0.5	
小计					21.3	1.932	4.356	0.744	0.796	14.435	1.126	40.521	92.776	15.854	16.983	307.467	23.978		
裂隙 脉型	I	采 7	28穿脉	118 119	9.0	0.20	0.88	0.012	0.038	2.95	痕	1.89	7.92	0.108	0.342	26.55	痕	2×1.8×0.8	
	I	采 8	24穿脉	798 799	10.1	0.73	2.33	0.036	0.05	7.93	1.56	7.373	23.533	0.364	0.505	80.093	15.756	1.8×1.8×1.0	
	I	采 9	27穿脉	576 575	11.2	2.03	2.33	0.018	0.031	6.72	0.78	22.736	26.006	0.203	0.347	75.264	8.736	2×1.8×1.0	
	I	采 10	26穿脉	501 500	10.0	2.07	4.55	0.024	0.044	9.67	0.69	20.70	45.5	0.240	0.44	96.70	6.90	2×1.8×0.9	
	IV	采 11	28穿脉	1011 1010	6.9	4.40	3.265	0.024	0.044	9.14	0.94	30.36	22.523	0.166	0.304	63.065	6.486	2×1.8×0.6	
	W	采 12	28穿脉	1019 1020	5.0	3.93	3.02	0.012	0.031	8.95	2.38	19.65	15.10	0.080	0.155	34.75	11.90	2×1.8×0.45	
小计					52.2	1.96	2.695	0.022	0.040	7.211	0.954	102.619	140.678	1.14	2.093	376.423	49.778		

续表

矿石 类型	配样堆 编号	采样点 编号	采取地点	称 样号	采取 重量 (t)	品 位 (%)						品位×重量						采取规格 宽×高×深(m ³)	备注
						铜	锌	铅	锡	砷	锑	钨	钼	铋	碲	铊	铋		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
层间 细脉 及文 代型	V	采13	26穿脉	408 409	8.7	0.18	0.56	0.012	0.081	1.95	0.13	1.566	4.872	0.104	0.705	16.965	1.131	2×1.9×0.7	
	V	采14	28穿脉	1042 1043	12.0	0.20	11.43	0.048	0.388	23.27	3.45	2.10	37.10	0.576	1.058	296.44	41.40	2×1.8×1.05	
	V	采15	29穿脉	182 183	7.0	0.83	4.645	0.054	0.11	18.28	4.40	5.31	32.515	0.378	0.77	127.96	30.80	2×1.8×0.6	
	V	采16	26穿脉	400 401	9.0	0.53	0.725	0.05	0.02	13.97	4.10	4.77	8.525	0.27	0.729	125.73	36.90	2×1.3×0.8	
	II	采17	26穿脉	404 405	5.0	2.20	0.16	0.042	0.10	22.96	3.70	11.0	0.30	0.21	0.50	114.80	18.50	1.8×1.8×0.5	
	II	采18	27穿脉	613 614	9.8	1.68	7.95	2.73	2.40	28.85	1.94	184.64	77.91	26.751	23.52	282.73	19.012	2×1.8×0.85	
	III	采19	26穿脉	393 394	8.0	4.88	10.23	0.11	0.13	22.58	2.27	39.04	81.84	0.88	1.04	130.64	18.16	2×1.6×0.8	
	III	采20	29穿脉	158 159	5.0	5.43	3.29	0.03	0.10	8.54	2.78	27.15	16.45	0.15	0.50	42.70	13.90	1.8×1.7×0.5	
	小计				64.5	1.678	5.551	0.455	0.447	18.263	2.783	108.2	353.072	29.322	28.82	1177.965	179.811		
细岩	III	采21	26穿脉 (顶板)	428 427	9.0	0.02	0.36					0.18	3.24					2×1.8×0.8	
	III	采22	28穿脉 (煤板)	968 967	6.0	0.01	0.05					0.06	0.30					2×1.6×0.6	
	小计				15.0	0.02	0.24					0.24	3.54						
合计	矿石	20点			138	1.821	4.286	0.336	0.347	13.492	1.837	251.34	591.526	46.317	47.876	1851.84	253.56		
	围岩	2点			15	0.02	0.24					0.24	3.54						
	矿石+ 围岩	22点			153	1.844	3.889	0.303	0.313	12.109	1.657	251.58	595.066	46.317	1861.84	253.56		围岩按组合分析资料, 作零处理	

从表 1-6-4 计算结果可见, 矿样主要有用组份 Sn、Zn 的品位误差很小, 满足了设计要求, 但伴生组份品位误差相对较大, 而且经过多次调整各样点的质量亦难达到预想的要求。

2) 最优化配样计算

为了解决常规配样计算存在的问题, 提高计算的精度和速度, 可用线性规划原理, 建立配样计算的数学模型, 采用电子计算机计算最优的配样结果。

(1) 最优化配样的数学模型

设有 K 个样品, 每个样品重量为 Q_j , 有 M 种组份 (或元素、或其它成分、或氧化率、含泥率等)。各种组分在各自样品中的品位分别为 C_{ij} 。分别从这 K 个样品中取出一定量的矿样 X_j , 将其混合。要求混合矿样总重量为 W , 即 $\sum_{j=1}^K X_j = W$, 且混合后的各种组分

品位, 为 S_i ; 误差为 E_i 。按线性规划原理, 可得出下列约束方程组:

(1-6-6)

$$A_{11}X_1 + \dots + A_{1j}X_j + \dots + A_{1k}X_k \geq 0$$

$$B_{11}X_1 + \dots + B_{1j}X_j + \dots + B_{1k}X_k \leq 0$$

.....

.....

$$A_{i1}X_1 + \dots + A_{ij}X_j + \dots + A_{ik}X_k \geq 0$$

$$B_{i1}X_1 + \dots + B_{ij}X_j + \dots + B_{ik}X_k \leq 0$$

.....

.....

$$A_{m1}X_1 + \dots + B_{mj}X_j + \dots + B_{mk}X_k \geq 0$$

$$B_{m1}X_1 + \dots + B_{mj}X_j + \dots + B_{mk}X_k \leq 0$$

$$\sum_{j=1}^n X_j = W$$

$$X_j \leq Q_j \quad (i = 1 - m, j = 1 - k)$$

目标函数为:

$$Max Z = \sum_{j=1}^k P_j X_j$$

或

$$Max Z = \sum_{j=1}^k P_j X_j$$

(1-6-7)

式中 $A_{ij} = [C_{ij} - S_i(1 - E_i)]$

$B_{ij} = [C_{ij} - S_i(1 + E_i)]$

C_{ij} ——第 i 种组分在第 j 种样中的品位;

S_i ——第 i 种组分要求的品位;

E_i ——第 i 种组分的精度误差;

Q_j ——第 j 个样品重量;

X_j ——第 j 个样品所要求采取的重量;

W ——配样总重量。

以上两式即为优化配样计算的数学模型, 其中 A_{ij} 和 B_{ij} 为 1-6-7 目标函数的约束方程。

在目标函数中, P_i 为配样系数。如不考虑配样的成本, 只考虑最大限度地利用各个样品, 可取 $P_i = 1$, 即目标函数 $\text{Max} Z = \sum_{i=1}^K X_i$ 。如果配制的样品要求成本最低, 则目标函数为 $\text{Min} Z = \sum_{i=1}^K P_i X_i$ 。实际上地质配样常用第一种情况。第二种情况一般在配选矿大样时使用。

(2) 最优化配样计算程序框图

根据上述原则和要求, 编制“TEST配样专用电算程序”。其计算框图如下:

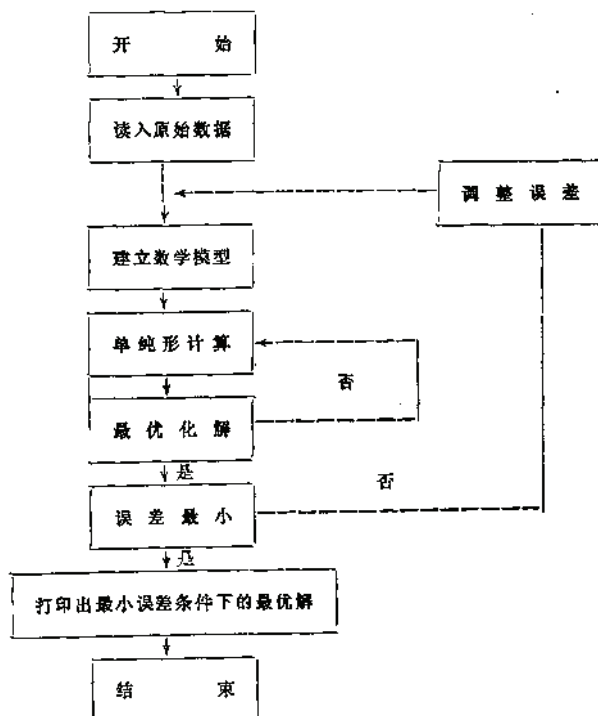


图 1-6-2 TEST 配样计算程序框图

经用“TEST”最优化配样程序对上述某锡矿进行计算, 其结果详见表 1-6-5。

从表 1-6-5 计算结果可见, 不仅六种组分的误差比常规配样计算结果 (表 1-6-4) 小, 而且还剔除了第 1、2、4、5、9、10 号等多余采样点, 节约了采样工作量, 加快了计算和采样的速度。

6.3.4 采样方法和样品制品要求

6.3.4.1 采样方法的确定

在采样设计过程中, 当采样点位置选定和配样计算完成后, 还应进一步确定适合的采样方法, 并计算每个采样点的取样规格。

最优化配样程序计算结果实例

表 1-6-5

序 号	重 量 (t)	品 位 (%)					
		Sn	Zn	Pb	Sb	S	As
7	6.431	0.20	0.88	0.01	0.04	2.95	0.09
6	0.232	5.96	4.13	0.05	0.09	12.24	1.50
3	2.500	2.05	6.49	0.60	0.065	26.44	1.03
13	8.700	0.18	0.56	0.01	0.08	1.95	0.13
16	9.000	0.53	0.72	0.03	0.08	13.97	4.10
20	5.000	5.43	3.29	0.03	0.10	8.54	2.78
11	6.900	4.40	3.26	0.02	0.04	9.16	0.94
14	9.556	0.20	11.43	0.05	0.09	23.87	3.45
8	10.100	0.73	2.33	0.04	0.05	7.93	1.56
15	2.208	0.83	4.64	0.05	0.11	18.23	4.40
17	2.316	2.20	0.16	0.04	0.10	22.98	3.70
18	9.058	1.68	7.95	2.73	2.40	28.85	1.94
19	8.000	4.88	10.23	0.11	0.13	22.53	2.27
21	9.000	0.02	0.36	0.00	0.00	0.00	0.00
22	6.000	0.01	0.05	0.00	0.00	0.00	0.00
12	5.000	3.93	3.02	0.01	0.03	6.95	2.38
设计值G(%)		1.63	3.88	0.28	0.29	12.14	1.77
实际值G(%)		1.62	3.89	0.29	0.29	12.15	1.76
误差(%)		-0.61	0.26	3.57	-0.36	0.08	-0.56
重量(%)		100.00		最佳值(%)		100.00	

采样方法的确定,应视矿床的地形、地质条件、矿体产出和埋藏特征、矿石性质复杂程度已有的探矿工程种类和矿体揭露情况,结合试验对矿样重量的要求等因素综合考虑。常用的采样方法有刻槽法、剥层法、劈心法、局部爆破法和全巷法等五种。

1. 刻槽法

刻槽法采样一般适用于致密块状、浸染状、条带状、细脉状构造的矿石和组份含量沿矿体走向变化大的矿体采样。但必须在矿体(层)地表露头,或在地表横探、井探、露天采场、地下开采坑道内进行。刻槽取样规格一般较小、劳动条件差、效率低、采集的矿量少,多适用于采取小规模矿样(如可选性或实验室试验矿样)。矿石极脆及过分松软时不宜采用。

2. 剥层法

剥层法适用于矿化不均匀、矿石结构构造复杂、矿体厚度薄,或矿脉方向混杂、密

度变化大的矿体,或矿物松散、矿石松散的矿体以及贵重和稀有金属品位分布极不均匀的矿体采样。该法同样需要在矿体露头或人工开凿的槽、井、坑探工程和采矿场中进行,一般亦适用于采取中、小规模矿样。

3. 劈心法

劈心法即劈取地质钻探取得的矿心 $1/2 \sim 1/4$ 作为矿样,或从专门施工采样钻孔中劈取其矿心作为矿样。

该法多在矿床勘探用钻探手段的情况下进行,或为了采取矿体中、深部矿样以作为其它采样方法的一种补充手段。由于矿心数量少,一般仅适用于采取需要量不大的实验室试验矿样。

4. 局部爆破法

局部爆破法是在地表露头、探矿坑道或采矿场中的矿体被揭露部位,按采样设计的要求钻眼爆破后,将采下矿石的全部或缩分一部分作为矿样的方法。该法适用于矿化较均匀或采取工作量较大的矿样。

5. 全巷法

全巷法采样,就是在矿体中掘进坑道时,随即把一定长度坑道内采掘的矿石全部或就地缩分作为矿样。该方法适用于采取大规模半工业或工业性试验矿样。

6.3.4.2 样品制备要求

对每个采样点采下的原始矿样,还需经过破碎、过筛、拌匀、缩分和质量检验等工序,才能作为成品矿样送交试验研究单位。以上样品制备的有关要求,亦需在采样设计时作出规定。

1. 破碎

当采下的原始矿样块度较大时,应经过人工破碎或机械破碎,达到送交试验要求的块度。通常送交实验室的矿样块度应小于100mm,破碎时的重量损失不得大于5%。

2. 筛分

为减少破碎工作量和避免矿样中粉矿过多,使包装和运输造成困难,在矿样破碎前和破碎后,都要进行筛分,以便将大块矿石筛出,再行破碎。

3. 拌匀

拌匀是矿样制备过程很重要的一道工序,只有拌匀后,才能使矿样中的各种组份均匀分布,并给以后的缩分和配矿创造条件。拌匀的方法一般有以下两种。

(1) 移锥法

移锥法即在配样场地用铁铲将破碎和缩分后的矿样,反复进行堆锥操作。堆锥时,装铲矿样须从锥顶位置给下,以便使其均匀地流向四周。铲取矿石时,应沿锥底四周逐渐铲至锥的中心。如此反复堆锥,一般铲取矿样堆锥3~5次即可得矿样拌匀。

(2) 环锥法

当矿样的第一个圆锥堆成后,不是直接把它铲到第二个锥的位置,而是从圆锥中心向四周扒或铲成一个环形矿堆,然后再沿环周铲样,堆成第二个圆锥。一般如此反复3次以上,即可。

4. 缩分

对拌匀后的矿样,应进行缩分。缩分的主要目的在于缩减为所需要的矿样量以进行矿

样性质的化验检查。缩分后的小矿样在矿石质量上能完全替代缩分前的大矿样；缩分后的多余矿样，留作配样样品使用。

矿样缩分一般使用四分法。那将拌匀的矿样堆压平成圆饼状，然后用木板或铁板将其从中心线分割成四等分，将互为对角的部分分别合并为二分。再将每分拌匀再进行四等分再分其为二分，至达到规定的该样点要求的重量为止。然后按一定规格取出相当数量的样品进行细碎和加工成化验样品。缩分后的每部分重量误差不得大于5%。

5. 矿样质量检验

从缩分后的矿样中取出的样品，由于分量和粒度较大，因此还须按切乔特公式的要求，进一步细碎和缩分成化验所需的样品。切乔特公式为：

$$Q = Kd^2 \quad (1-6-8)$$

式中 Q ——缩分后的化验样品重量，kg；

K ——缩分系数；

d ——样品最大颗粒直径，mm。

K 值的大小与矿石的种类及矿石成份的均匀程度有关。根据原国家地质总局1978年颁布的《金属及非金属矿产地地质普查勘探采样规定及方法》所列的常用 K 值参考数据，详见表1-6-6表。

样品缩分系数 K 值参考表

表 1-6-6

矿 种	常用 K 值	备 注
石灰石、白云石	0.05~0.1	
自然硫、硼、石墨	0.05~0.3	自然硫 K 值变化从0.05~0.3均有
铁、锰、磷、硫铁矿、碑、石英岩、菱铁矿、高岭土、粘土矿、滑石、蛇纹岩、萤石、石膏、盐类矿床	0.1~0.2	结核状磷砂可用0.2~0.3，盐类矿化不均匀时可采用0.5
铜、铅、锌、锡、明矾石、长石	0.2	铜矿中含金等贵重组分，如变化大时， K 值常用0.3~0.5
锑、汞	0.1~0.2	
钨、钨、重晶石	0.1~0.5	重晶石矿石类型不同，要求 K 值不一，如萤石重晶石：硫化物重晶石，铁重晶石，粘土质重晶石， K 值使用不一。
铌、钽、铈、钨、铀、铯、钼、钒及稀土元素	0.1~0.2	一般使用0.2
锆	0.25~0.3	
镍（硫化镍）、钴	0.2~0.5	硅酸镍矿 K 值常用0.1~0.3
铝土矿（均一的）	0.1~0.3	非均一的，如黄铁矿化铝土矿、钙质铝土角砾岩等， K 值常用0.3~0.5
岩（脉）金	0.2	金的颗粒<0.1mm；
	0.4	金的颗粒为0.1~0.6mm；
	0.8~1	金的颗粒>0.6mm

如化验结果在允许误差范围内（允许误差参见表1-6-2），即说明该采样点的矿样合格，可作为配制混合大样使用。如化验结果超差，则应视具体情况，需要检查矿样破碎，拌匀和缩分工序是否符合要求，或对采样点的原地质品位进行检查，必要时还应补采部分样品。

6. 成品矿样的配制

当各采样点的矿样通过以上加工步骤，并经化验检查合格后，应按配样计算结果，分别取各采样点所需要的矿样量，加上应混入的围岩量（同样需要经过破碎等加工步骤），再进行拌匀、缩分，并按一定规格采取一定数量的样品，进行化学分析检验。如其品位与整个矿样所计算的品位误差不超过允许误差要求，即说明矿样合格。否则应根据具体情况将备用样品（包括备用矿样或围岩样）掺入，直到满足设计的矿样品位要求为止。在某些特殊情况下，已有的备用样品掺入还不能满足要求时，应进一步考虑在设计的备用采样点补采少量新的矿样加入。

7. 采样施工进度计划编制

对工作量较大的矿样采取（如半工业或工业性试验），应编制采样施工进度计划。其主要内容应包括以下工序作业所需时间：

- （1）采样场地清理和专门采样工程开凿；
- （2）采样点地质取样与编录；
- （3）各采样点矿样采取与搬运；
- （4）破碎与筛分；
- （5）拌匀；
- （6）倒运；
- （7）各矿样堆取样与化验；
- （8）配矿及成品矿样取样与化验；
- （9）成品矿样的包装与运输。

6.3.5 采样施工及矿样包装与运输要求

6.3.5.1 采样施工的一般要求

（1）采样位置应与设计相符，随着采样的进展，要随时进行地质素描和编录。采大样应以刻槽取样为指导，当发现化验结果与设计出入较大时，应对采样位置做必要的变动和调整。

（2）采样之前应对采样地点的矿石表面做认真清理，剥去氧化层及混杂物。

（3）采取矿样的同时，应在各采样点采取一定数量具有代表性的岩矿鉴定标本。一般每种矿石类型采取2~3块，规格一般为 $3 \times 6 \times 9$ cm。

（4）采出矿样应破碎到要求的块度，经混匀后，从中采取一定数量有代表性的检查样送化验室化验，其结果做为样品质量的验收依据。

（5）如果采样点的实际品位与设计品位相差较大时，则应调整采样点的矿样重量，乃至补充少量采样点，再进行配样计算。如有方案性改变，应尽快通知设计单位，采取有效的解决办法。

（6）采出矿样应按设计要求分点、分类堆放，不许错混，并要妥善保管，防止风吹雨

淋及其它杂物污染。

(7) 成品矿样配制完毕, 还应进一步按一定规格采取化学分析样品, 以便检查配矿均匀程度和成品矿样的质量。

(8) 对副样应妥善保管, 直至试验结束, 再不需要时, 方可处理。

6.3.5.2 矿样包装及运输要求

(1) 半工业及工业试验矿样, 因量较大, 故可按试验要求, 分类散装, 但要将运输的车(船)箱(仓)清理干净。运出每批矿样时, 应按车箱牌标志, 并注明供方名称、需方名称、矿石名称及品级、批号、每批重量、化学分析结果、发货日期及车号等。要严防混错编号、外来杂物污染和矿样漏失。

(2) 重量不大的矿样, 可按设计要求, 分类包装。一般可用木箱, 每箱重30kg左右, 最大不超过50kg。箱内应有说明卡片, 详细注明矿样的种类、矿石类型、品级、采样地点、样品总重量、总箱数及本箱重量、编号。箱外应注明矿样编号及箱号。

(3) 岩矿鉴定用矿石标本应单独装箱, 每块标本均应有详细说明卡片, 并用厚纸包装好, 防止磨损、碰碎。

6.3.6 采样工程概算

采样设计中, 应编制整个采样工程的概算。一般要求逐项计算并列表说明采样准备费、采样作业费、矿样运输费, 以及采样设计费等各项内容。

6.3.6.1 采样准备费

(1) 购地赔青费。

(2) 修路费。

(3) 新开凿的采样工程费(包括专门的采样浅井、沟槽、坑道及大口径钻孔)。

(4) 利用原有探矿和采矿工程的工程清理费, 一般按新开凿同类工程费用的10~40%计算。

(5) 配矿场地平整和清理费等等。

6.3.6.2 采样作业费

(1) 样点测量费, 按工程测量取费标准计算。

(2) 矿样采取费, 包括刻槽、剥层、凿岩、爆破、劈心的各项材料消耗费、人工费等项费用。

(3) 样品加工及化验费, 按样品个数及分析定额指标计算。

(4) 矿样破碎、筛分等项费用。

6.3.6.3 矿样包装、运输费

(1) 包装材料费, 包括包装用木箱、塑料袋等项费用。

(2) 矿样搬运费, 即从采样点将采下矿样运至配矿场地的费用, 按吨公里计。

(3) 矿样运输费, 即经配矿和检验合格的成品矿样运交试验单位的运输费用。

6.3.6.4 其它费用

(1) 采样施工管理费。

(2) 采样设计费。

(3) 不可预见费, 一般按采样工程总费用的15%计。

(4) 特殊情况下(如采工业性试验矿样),必要时可列入设备费。
以上各项费用之和,即为该项采样工程的总费用。

6.3.7 采样设计及采样竣工说明书编写

6.3.7.1 采样设计说明书的编制

采样设计说明书一般包括下列内容:

- (1) 采样设计的任务;
- (2) 采样设计的资料依据;
- (3) 矿床地质及勘探工作简况;
- (4) 采样施工条件;
- (5) 矿样种类和件数的确定;
- (6) 矿样质量和代表性确定;
- (7) 采样点选择和配样计算;
- (8) 采样方法选择和样品制备要求;
- (9) 采样施工进度计划;
- (10) 采样施工、样品包装和运输要求;
- (11) 采样工程概算;
- (12) 采样设计附图。

6.3.7.2 采样竣工说明书的编制

采样竣工说明书一般包括下列内容:

- (1) 采样的目的和要求;
- (2) 矿床地质特征;
- (3) 采样设计实施情况;
- (4) 采样方法及采样点的确定;
- (5) 配样步骤及计算结果;
- (6) 施工质量及样品代表性评述;
- (7) 采样费用结算;
- (8) 样品包装的有关说明;
- (9) 矿样运输要求;
- (10) 附图。

6.4 某铝土矿工业试验采样设计实例

6.4.1 采样设计的任务和要求

- (1) 采铝土矿样10000t,为引进的管道溶出技术与设备进行工业试验。
- (2) 矿样质量: $Al_2O_3/SiO_2 = 6$, $SiO_2 = 12\%$ 。
- (3) 矿样粒度 $< 70mm$ 。
- (4) 矿样采用散装方式包装。

(5)要求于某年6月底送到指定港口。

6.4.2 采样设计的资料依据

(1)地质资料

由于采样时间要求紧迫,经上级主管机关批准,本设计只能以该矿区的详查报告为主要依据。对该质报告的分析认为,矿床勘探程度还存在若干问题,部分样品化验质量差,矿体圈定与储量计算亦有不合理之处,特别是全矿品位人为升高,原报告计算 $Al_2O_3/SiO_2 = 6.45$,经核实后改为6.18。

(2)开采条件

该矿区为露天开采,要求采样时的围岩混入率按5%计算。

(3)试验对矿样的种类和重量要求

根据上级下达的采样设计任务和试验要求,需采集一个代表各矿石自然类型的混合矿样10000t。

9.4.3 矿区地质及勘探工作简况

该矿床为一大型铝土矿床,矿体赋存于中石炭统本溪组下部、中奥陶统石灰岩不整合侵蚀面之上,统称“G层”铝土矿。矿层大部分为第四系黄土复盖,矿体和基岩露头很少。

全矿区分为四个自然矿段,面积约6 km²。矿体走向 NNE—SSW,长约3000m, NW—SW 向宽1500~2000m,倾向SE,倾角10°~20°。

矿体内部结构简单,仅局部见无矿天窗,矿体大部分为单一矿层,少数工程见有夹层。矿厚一般1.8~1.2m,最大10.46m,平均3m。

矿层顶板为硬质粘土,底板为铁铝岩、粘土矿及铁矿。

在铝矿石总储量中,有7%的高铝低铁铝土矿石,含 Al_2O_3 75.14%、 Fe_2O_3 1.26%,可作优质高铝耐火粘土原料。

矿石主要矿物为一水硬铝石,含量55~95%,高岭石含量为10~45%,其次为少量的氢氧化铝石、胶铝石及微量赤铁矿、含钛矿物。

矿石多呈块状、泥状构造,结构为致密状、鲕状、豆鲕状、粗糙状和半粗糙状。

矿石化学成分见表1-6-7

某铝土矿矿石化学成分表

表 1-6-7

组 份	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	TiO_2	S
含量(%)	45.25~80.53	0.6~22.80	0.45~24.35	1.6~3.96	0.00~0.47
组 份	CaO	MgO	P	K_2O	Na_2O
含量(%)	0~0.79	0.03~1.20	0.00~0.10	0.02~0.64	0.0~0.15

矿石自然类型可分为以下三种:粗糙状,占矿石总量40%左右;豆鲕状,占矿石总量40%左右;致密状,占矿石总量15~20%左右。

矿体埋藏浅,绝大部分可用露天开采,平均剥采比7.08。矿床水文地质条件简单。

矿床详查工作已经结束,1981年12月提交了详查报告。详查过程中,将矿床划为第I勘探类型,采用以钻探为主,浅井和槽探为辅的勘探手段,以200×200m工程间距求C级储量,400×400m求D级储量,在深获铝土矿石量中C级占31%。

6.4.4 采样施工条件

(1) 由于本次采取的工业试验矿样数量很大,因此需要在矿体出露部分开凿专门的采样场,并配备相应的采、装、运设备。

(2) 为争取时间,并减少开支,拟将矿山已采出存放的1500t铝土矿石纳入矿样之中。

(3) 考虑矿山现有情况,拟用矿山的停车场作配矿场使用,无须另辟新的配矿场地。

6.4.5 矿样种类和件数的确定

根据下达的采样任务和工业试验要求,本次采样只采一个大型的混合矿样。为使矿样具有充分的代表性,混合矿样中,按各矿石自然类型所占的储量比例,进行组合配矿。

6.4.6 矿样重量和代表性确定

6.4.6.1 矿样重量确定

按照试验要求,需采样样总重量为10000t。为确保配矿时有足够的矿样参加,并考虑采、搬和配矿等工序的损耗,需在以上总量的基础上,增加10%作为机动,加上矿山已准备的1500t矿石,因此实际应采样样总重量为12500t。

6.4.6.2 矿样代表性确定

(1) 采样点在全矿区平面分布上不宜太集中,考虑首期开采地段和全矿区兼顾的原则,采样点分布于矿区北段和中段,见图1-6-4。

(2) 为尽可能与未来矿山采出矿石品位一致,确定的各样点均包括了有代表性的矿层和顶底板围岩。

(3) 各样点中包括全矿区高、中、低品位矿石。根据品位分布直方图选取品位。

(4) 各样点的矿石自然类型与全矿区各自然类型所占储量比例基本对应。

(5) 根据矿体厚度(或矿石量)按5%计算各采样点围岩混入率,与生产时的混入率基本相当。

(6) 各样点确定取样品位时,由于矿石组份含量变化大,因此参照了工程的不同品位区间累积频率曲线选取。

(7) 矿样的有用组份品位稍低于原矿石平均品位,有害杂质含量稍高于原矿中的杂质含量。

6.4.7 采样点选择和配样计算

6.4.7.1 采样点选择

(1) 矿石品位区间统计

为使矿样在品位高低、矿石类型多少及储量比例等方面都具有充分代表性,据已有的147个参与储量计算工程的地质品位和铝硅比值,编制的各品位区间的样品分布频数及频率格线图见图1-6-3。

从图1-6-3可见,如将矿石的 Al_2O_3/SiO_2 划为2.6~4.3%、4.3~7.3%和>7.3%的三个区间,各区间样品累计个数比例分别为28%、38%和34%。

(2) 矿石类型及应采矿量比例

如前所述,矿石自然类型可分为粗糙状、豆瓣状和致密状铝土矿三种,其各占全区储量比例分别为40%、40%和20%。因此,应采矿样的重量亦分别为4000t、4000t和2000t。

(3) 采样点数及位置确定

在确定采样点数量时,对样品代表性而言,应以尽可能多些为好。但样点多,又会给配矿工作造成困难,并使采样费用增加。因此,只能在充分考虑矿床特征、采样要求和采样条件的情况下,二者兼顾。根据这个原则,确定本次采样点为2或4两个方案。

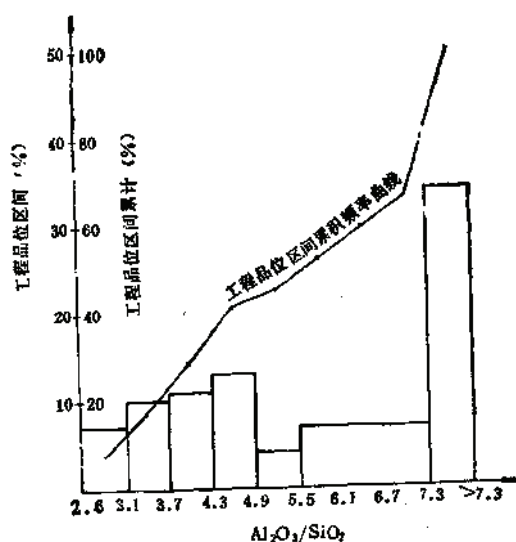


图 1-6-3 某铝土矿铝硅比分布格线图

根据矿区内各探矿工程见矿情况的分析,并进一步经过现场观察,从矿石品位分布区间、矿石自然类型多少,并考虑矿山生产前期和中后期应采矿量的地段分布等情况,考虑以第Ⅰ方案选择Tc75、Tc47、Tc43、Tc02四个槽探位置为拟采矿样点。经试算,某矿体厚度和品位情况见表1-6-8。

采样点矿体厚度及矿石化学成分表

表 1-6-8

采样点工程编号	矿体厚度 (m)	化 学 成 份 (%)			
		Al ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃ /SiO ₂	Fe ₂ O ₃
Tc75	2.20	70.98	8.03	8.84	2.97
Tc47	1.50	63.02	15.04	4.19	3.08
Tc43	4.00	68.79	10.52	6.54	2.45
Tc02	4.50	68.59	10.23	6.70	2.35
现存矿样	(1500t)	68.87	11.33	6.06	1.93
平 均	3.05	64.40	10.52	6.50	2.51

各采样点的平面位置，见图 1-6-4。

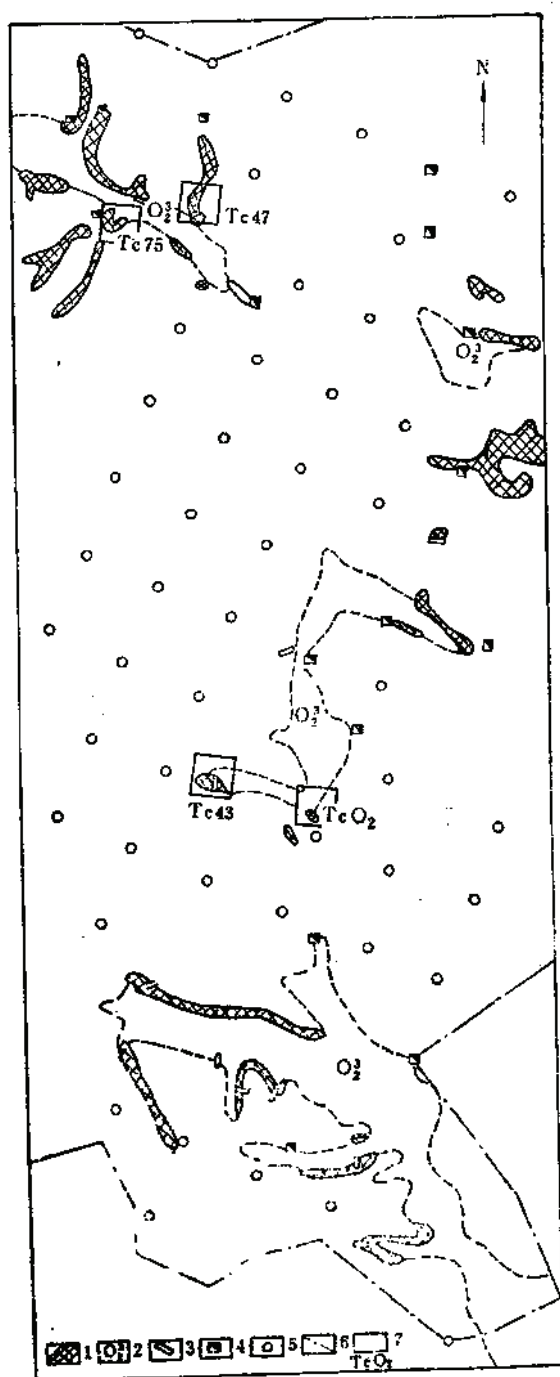


图 1-6-4 某铝土矿采样点平面分布图

1—铝土矿层露头；2—石灰岩；3—探槽；4—探井；5—钻孔；6—矿体储量计算边界；
7—采样点及编号

第Ⅱ方案只采Tc43和Tc02两个样点

6.4.7.2 配样计算

根据以上各采样点的地质品位和矿体厚度等数据,并考虑废石混入率5%,矿样平均的 Al_2O_3/SiO_2 为 6 ± 0.4 和 SiO_2 为10~12%等具体要求,应用公式1-6-2计算,I、II采样方案的配样计算结果详见表1-6-9和表1-6-10。

某铝土矿I方案配样计算表

表1-6-9

采样工程编号	采样重量(t)		化 学 成 份 (%)			
	应采重量	实采重量	Al_2O_3	SiO_2	Al_2O_3/SiO_2	Fe_2O_3
Tc75	4000	4400	69.84	9.08	7.69	3.10
Tc47	2000	2200	62.46	15.59	4.01	3.05
Tc43	2000	2200	68.31	11.10	6.15	2.41
Tc02	2000	2200	67.44	11.54	5.84	2.07
小 计	10000	11000	67.58	11.28	5.99	2.75
现 存		1500	68.76	11.33	6.06	1.92
合 计	10000	12500	67.72	11.29	6.00	2.65
配成矿样	10200			10~12	6 ± 0.4	

某铝土矿II方案配样计算表

表1-6-10

采样点工程编号	应采矿样重量	实采矿样重量	化 学 成 份 (%)		
	(t)	(t)	Al_2O_3	SiO_2	Al_2O_3/SiO_2
Tc43	5000	5500	68.31	11.18	6.15
Tc02	5000	5500	67.44	11.54	5.84
小 计	10000	11000	67.88	11.32	6.0
现存矿石		1500	68.76	11.33	6.06
合 计	10000	12500	67.99	11.32	6.01

6.4.8 采样方法及样品制备

6.4.8.1 采样方法选择

1. 采样方法

由于采样工作量大,两个采样方案的采样点数不多,因此宜采用露天局部爆破法采样。

2. 采样点规格

按各采样点应采矿样量,根据矿体厚度、体重,计算出采样点矿层的采场规格、采原样数量、剥离量等。其中II方案的采样点规格见表1-6-11。

第II方案的采样规格,由于只有Tc43和Tc02两个采样点,故应比第I方案Tc43和Tc02两点相应增加2.5倍。

某铝土矿 I 方案采样点规格表

表 1-6-11

采样点工程编号	Tc75	Tc47	Tc43	Tc02	合 计
面积(m ²)	690	522	190	169	1571
采样场尺寸(m)	52.3×13.2	52.2×10	27×7	13×13	
采单样数量(个)	380	174	189	162	
剥岩量(m ³)	1978	2574	2601	174	7325
剥采比(m ³ /t)	0.45	1.17	1.18	0.08	0.67

第 II 方案采样点横剖面详见图 1-6-5 至 1-6-6。

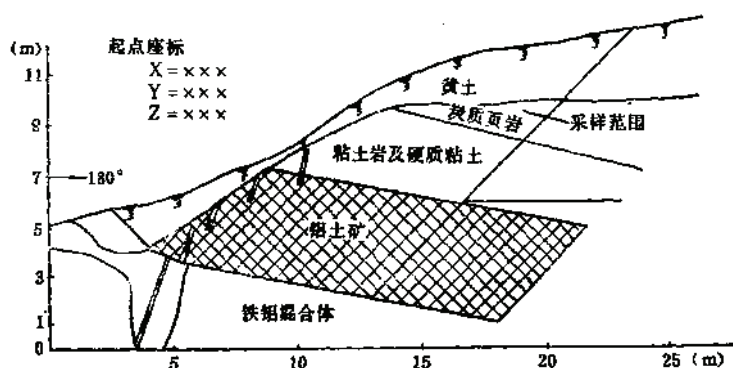


图 1-6-5 某铝土矿 Tc43 采样点横剖面图

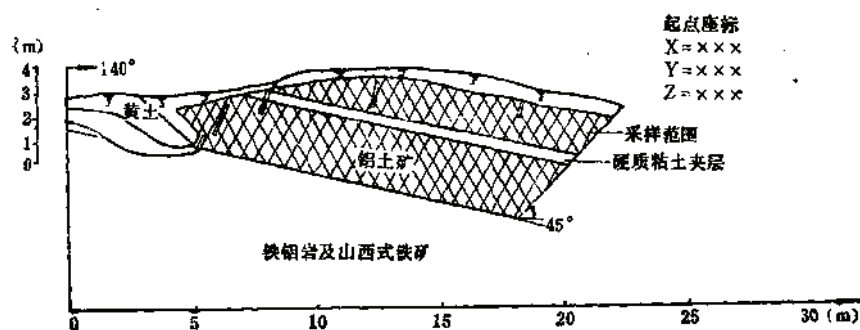


图 1-6-6 某铝土矿 Tc02 采样点横剖面图

经过 I、II 两个采样方案的对比,两者均能保证取样代表性的要求,但因为 I 方案四点取样所需设备多、配矿场地面积有限、操作和管理复杂,而且进度也赶不上要求,故推荐第 II 方案两点取样。

6.4.3.2 样品制备要求

1. 矿样破碎

选用两台400×600mm颚式破碎机,将采出矿样(块度<300mm)破碎至<70mm即可。其破碎能力为364t/d。

2. 拌匀

每个样点已经破碎的合格矿样,采用装载机 and 移动式胶带运输机进行二次倒堆拌匀。

3. 矿堆取样

为检查矿样堆拌匀程度,并计算采出矿样点的实际品位,必须按规定程序进行矿堆取样和化验检查工作。

经过网格点取法和倒堆点取法两种方法对比,网格点取法所需面积为17477m²(按矿样平堆厚度0.3m计算),在已有配矿场地(面积为11000m²)难以实施,故定为倒堆点取法。即经初步拌匀的矿样,用胶带运输机再次倒堆。按每小时堆5t,在胶带上取10kg样品和每4小时合并为一个单样(40kg)计算,共需取化验样625个。其中Tc43、Tc02两矿样堆各为275个样,矿山备有矿样75个样。

对每个单样都必须按顺序编号并进行化验分析,然后求算术平均品位值即为该采样点的采样实际品位。

各采样点的矿样是否拌匀,可用以下公式进行验算:

$$\alpha_{pi} = \frac{\sum_{j=1}^n a_{ji}}{n} \pm 0.4 \leq \alpha_i \quad (1-6-9)$$

式中 α_{pi} ——第*i*个采样点采出矿样平均品位;

a_{ji} ——第*i*个采样点第*j*个单样品位;

n ——第*i*个采样点的单样个数,个;

α_i ——第*i*个采样点的设计采样品位。

(此处用Al₂O₃/SiO₂允许绝对误差±0.4作标准)

4. 配矿

配矿是采取试验大样的关键环节,因此,务必严格按照规定程序操作。

在上述已经破碎、拌匀和化验检查合格的各采样点矿样制成后,须按其平均品位及设计质量要求配制成10200t的混合矿样。其品位要求是Al₂O₃/SiO₂ = 6±0.4, SiO₂ = 10~12%。各采样点参与配矿的质量和品位,可按(1-6-2)式计算,即

$$\alpha_{AL} = \frac{\sum_{i=1}^n Q_i \alpha_i Al}{\sum_{i=1}^n Q_i}$$

$$\alpha_{Si} = \frac{\sum_{i=1}^n Q_i \alpha_i Si}{\sum_{i=1}^n Q_i}$$

$$\alpha_{A/s} = \frac{\sum_{i=1}^n Q_i \alpha_{A/s}}{\sum_{i=1}^n Q_i}$$

(其中 α_{AL} 、 α_{Si} 、 $\alpha_{A/s}$ 分别代表配成矿样的 Al₂O₃、SiO₂的品位及 Al₂O₃/SiO₂ 的比值; $\alpha_i Al$ 、 $\alpha_i Si$ 分别代表第*i*个采矿点矿样的实际品位;

Q_i 为第*i*个采样点参与配矿的矿样重量。)

配矿场地选定在矿山现有的汽车停车场。据在1/500总平面图上测定,其面积为11000m²。配矿拟

占用 9750m^2 。其中第一配矿场 2500m^2 、第二配矿场 3250m^2 、堆矿场 4000m^2 。其平面布置详见图1-6-7。

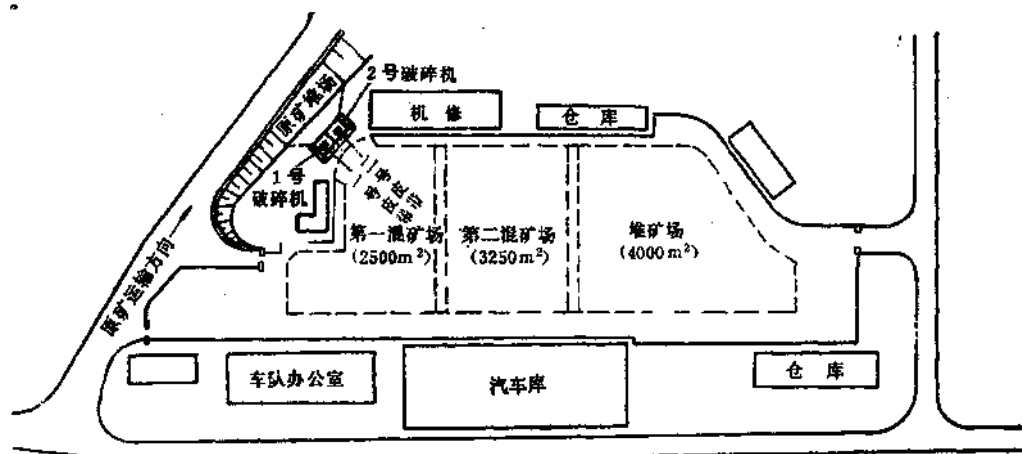


图1-6-7 某铝土矿配样场地平面布置图

由于采出原矿样总质量达 12500t ，其松方体积达 6945m^3 ，即堆成 1m 高度，亦需占用近 7000m^2 场地，显然，要在短时间作一次混匀是很困难的。故将其分为6批小样（即矿山备有矿样 1500t 为第一批，其余分五批各重 2200t ）分别混匀至达到设计品位，再分别送入堆矿场堆存。

混矿的操作程序为：矿石经破碎后，用两条（或一条）宽 500mm ，提升高度 5.3m 的移动式皮带，卸入第一配矿场，形成堆高 5m ，直径 6m 左右的碎矿堆锥。这时继续从皮带运来的碎矿，就会沿堆锥均匀向四周撒开，达到第一次混匀。然后再用 3m^3 装载机沿矿堆四周顺序铲装，均匀撒到第一混矿场各处，达到第二次混匀。待本批样达到 2200t 时，再用装载机在矿堆各处交错截取碎矿，再用人工装给两台移动式皮带机，输送到第二配矿场，进行第三次倒堆混匀。最后用铲运机运到第二配矿场铺撒成堆高 0.6m 厚的碎矿层，经取样化验确认矿样已经拌匀，则将其运到堆矿场单独堆放。如经化验检查没能混匀，则还需增加一次倒堆混匀。

待六批样混匀均进入堆矿场后，可根据各批样的化验检查结果，确定是否还需要增加一次总的倒混或在汽车外运时，采取均匀搭配外运，以保证矿样均匀。

5. 配矿场取样与化验

在两台破碎机排矿口，每班每隔一小时各取一次碎矿样，组合成每班的班样，经堆锥缩分为 20kg 送化验，估计共取样 702 个；

在第一配矿场向第二配矿场运输皮带机上，按每 40t 碎矿取一个样，共需取 310 个；

在第二配矿场 0.6m 高度的碎矿堆上，按网格法，每 40t 取一个样，进一步检查拌匀程度，共取 310 个样。

以上总计配矿场取样 1322 个。如需对 6 个分样进行总混合，还需增加 400 个化验样。

鉴于化验样品数量大，每天化验应以连续作业，必须在送样 24 小时之内出化验结果。据此要求，每天应出 $30\sim 45$ 个化验样结果。

6.4.9 采样施工与运输要求

6.4.9.1 采样施工要求

(1) 当采样点确定后，应根据各采样点的规格要求，在点位上清理好采样场地，采场沿走向布置，按 45° 边坡角进行剥离。推进方向由下而上沿倾斜方向推进。

(2)在作业面上,每隔3m垂直矿层布置地质采样点(用争光10型取样机或人工刻槽取样),其规格为 $10 \times 5 \times 50\text{cm}$ 一个样。根据化验结果在作业面上圈出矿体、夹层和围岩界线,并以红油漆划出标记,以上工作每3m重复一次。

(3)在作业面上应绘制作业面地质素描图,其比例尺为 $1:50 \sim 1:100$ 。分别标出矿岩界线、取样位置及化验结果,并划出矿石自然类型界线。

(4)采样时要尽可能用松动爆破,严防矿岩混合。块度大于300mm者应在采场处理,使其达到<300mm的要求。

凿岩在两采样点各配一台 9m^3 移动式空压机,带动2~3台01—30型凿岩机进行作业。为保持作业均衡,矿石爆破应超前于出矿3~5天,以便推土机集堆。

(5)采场内主要用推土机推运集堆,局部辅以人工运搬。然后用人工装上T—20自卸汽车运至配矿场。按每台车3.5小时一个运输循环计,共需T—20自卸车5台。

(6)各样点采下矿石应编号并单独堆放,在装运过程中要防止矿样丢失和外来杂物混入。

(7)每个采样点采样结束时,应编写采样点的验收报告,说明采出矿量、品位,各矿石自然类型所占比例,并附上原始编录及化验分析结果。

(8)按采出矿样数量及取样间距计算,共需采取地质样品905个;化验项目为 Al_2O_3 和 SiO_2 。另外,还应按规定进行内检化验,并将5%的样品(包括地质样、各采样点矿堆样及配矿后的矿样)送铝厂进行外检。在配矿后的样品副样中,按每3个副样取1个,共计84个,组成3个全分析样。

在地质取样过程中,应按各矿石自然类型各取2块岩矿(矿相)鉴定样,规格为 $10 \times 10 \times 7\text{cm}$ 。

(9)采样进度总的要求为4月1日开工,至5月15日完成。另留出15天为总混样时间。所以本方案总进度为2个月。

(10)采样所需设备详见表1-6-12。

某铝土矿采样设备表

表 1-6-12

序 号	设 备 名 称	规 格	台 数	备 注
1	推 土 机	红旗—100	2	主要用作剥离和堆矿
2	空 压 机	YV—9/7柴油移动式	2	
3	取 样 机	争光10—1	2	
4	凿 岩 机	Y—30(01—30)	6	
5	自卸汽车	T—20	5	采场运矿和外运
6	颚式破碎机	PE400×600	2	
7	移动式胶带输送机	2P—60(15m)	5	
8	轮式装载机	ZL—50(液压)	1~2	倒堆和配矿用

6.4.9.2 矿样运输要求

(1)成品矿样采用散装,用T—20自卸汽车运至距矿区最近的火车站。在火车站准备3000 m^2 的堆场,等待装车;

(2)由火车站运至离岸港口时,在港口应设6000 m^2 堆场。该场地最好有水泥地坪,如没有则应铺砖坪地或铺垫苇席,确保矿样在装卸时不丢失和被污染;

(3)在矿样的几次装运过程中,特别要防止高铝矾土和煤屑混入。

6.4.10 采样工程概算(略)

第七章 基建探矿与生产探矿设计

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

四川省冶金设计院

沈阳有色冶金设计研究院

长沙黑色冶金矿山设计研究院

编写人 姚剑辉 朱 林 张学渊 莫金伟

7.1 基建探矿设计

7.1.1 基建探矿的目的和任务

7.1.1.1 基建探矿的目的

基建探矿是对那些首期开采地段勘探程度不足的矿床,在其矿山基建过程中对基建开拓范围内进行的探矿工作。其目的是要提高基建开拓范围内矿床的地质研究程度和勘探控制程度,满足矿山建成投产所需开采贮备矿量对地质储量的升级要求,为实施基建采掘进度计划、保证矿山投产后生产即能正常持续地进行而创造必要的地质资料条件。

基建探矿是基建地质工作的一部分,又与一般的基建地质工作有所不同,其实质是在某些特殊情况下,把生产探矿提前到基建探矿进行。按国家规定,基建探矿由基本建设投资,由建设单位列入其基建计划。

7.1.1.2 基建探矿的主要任务

基建探矿的主要任务,是在基建范围内解决以下问题:

(1) 由于地质条件极复杂,地质勘探阶段用较密的勘探工程间距仍未探获到高级储量,而应探获一定数量的高级储量;

(2) 地质勘探阶段虽已探获高级储量,但数量不足或未分布在首期开采地段,而应补充探获需要的高级储量;

(3) 地质勘探阶段虽然探获了符合要求的高级储量,但因矿山设计方案改变,致使其不能为基建采准所利用,应在重新确定的首期开采地段内探获高级储量;

(4) 位于基建开拓范围内主矿体上、下盘的小矿体,地质勘探阶段一般只探求 C+D 级储量,须进行基建探矿使其升级;

(5) 存在不同矿石类型或矿石品级的矿床,需要进行分采、分选或分级利用时,地质勘探阶段未查明其空间分布,为满足投产需要,基建期间需在基建开拓范围内进一步研究和查明矿石类型和品级;

(6) 在地质勘探阶段,对首期开采地段的控制程度遗留某些局部问题的矿床,如矿体端部边界或盲矿体上部边界工程控制不足、氧化带圈定缺乏依据,以及老窿分布不明等。

须进行基建探矿予以查明。

基建探矿结束,应提交基建探矿二次圈定矿体的总结报告。

但是,由于矿床地质勘探程度达不到地质勘探规范要求,或经基建工程揭露,矿体规模、形态、产状、储量发生重大变化,致使基建开拓、采准工程无法施工,而必须补做的地质勘探工作,都属于补充地质勘探范畴,不是基建探矿的任务。

7.1.2 基建探矿设计的内容和基本要求

基建探矿设计是初步设计的一部分,初步设计经上级批准后,再编制基建探矿施工图。

7.1.2.1 基建探矿设计的主要内容

基建探矿设计的主要内容包括:基建探矿任务和范围的确定;基建探矿手段和工程间距的确定;基建探矿工程布置原则与方法的确定;基建探矿工程量计算及投资概算和基建探矿说明书编写。

7.1.2.2 基建探矿设计的基本要求

基建探矿设计必须满足编制基建探矿施工图的需要,其基本要求是:

- (1)在确定基建探矿任务和范围时,对基建探矿的必要性进行论证,明确目的和任务,以保证基建探矿达到预期效果;
- (2)基建探矿手段和工程间距的确定,应根据矿床地质特征和探矿目的,与采矿工程布置紧密配合;
- (3)基建探矿设计应保证基建探矿工程先于基建采准工程施工,并为其提供可靠的地质资料;
- (4)基建探矿概算一般不列设备购置费,如情况特殊,确需购置设备或工程量较大,则应列为专项报上级审批;
- (5)为确定合理的基建探矿方案,基建探矿设计应进行两个以上的方案比较,择优选定。

7.1.3 基建探矿设计的编制

7.1.3.1 基建探矿任务和范围的确定

1. 基建探矿任务的确定

基建探矿是由于矿床基建范围内,勘探程度存在的问题不能满足基建工程所需地质资料而进行的探矿工作。首先应根据存在问题的性质及影响大小,划分补充地质勘探和基建探矿的界线,确定进行基建探矿的必要性,并具体确定基建探矿的任务。

2. 基建探矿范围的确定

基建探矿仅限于矿山基建开拓范围内,按照矿床不同开采方式而进行。

- (1)露天开采矿山的基建探矿范围,应以探获基建贮备矿量所要求的储量级别(一般为B级、个别矿种为A级)为准。但为发挥钻探设备效率,并考虑与生产探矿的接替,其探矿深度可适当加大,一般为3~4个露天开采阶段的深度。为追索矿体延深情况、查明构造破坏程度或进一步确定露天边坡的稳定性,有时在露天开采范围外,也适当布置基建

探矿工程。

(2) 地下开采矿山的基建探矿范围, 应满足基建贮备矿量所要求 B 级储量的数量, 探矿深度一般为 1~2 个地下开采阶段, 以基建采准矿块数计算。考虑基建探矿效果的不均衡性, 应升级的矿块数, 一般为采准需要的矿块数的 1.3~1.5 倍。基建探矿工程布置范围, 还应考虑基建开拓范围内应查明的其它地质问题, 和生产探矿接替的需要。

7.1.3.2 基建探矿手段和工程间距确定

1. 基建探矿手段的确定

基建勘探手段的确定, 取决于矿体产出特征和埋藏条件、矿床开采方式和应获得的探矿效果, 并应考虑采矿工程布置方式和原地地质勘探采用的手段。

1) 露天开采基建探矿手段

露天开采矿山的基建探矿, 根据矿体出露情况和埋藏条件, 一般采用槽、井探和钻探手段。

槽、井探主要用于矿体厚度不大、产状平缓、矿体出露地表或埋藏浅的矿床, 如铝土矿、风化壳型矿床及某些砂矿床等。

钻探是露天开采矿山主要探矿手段, 适于矿体厚度较大、产状平缓 and 倾斜、埋藏深度较大的矿床, 一般多为钻进深度小于 100m 的浅钻。

2) 地下开采基建探矿手段

地下开采矿山的基建探矿手段, 主要为坑探和钻探, 一般采用坑探与坑内钻探或地表钻探相结合的形式, 尽量以钻探代替坑探。

地表钻探在地下开采矿山的基建探矿中, 多用于探明矿体支、叉、边、角或矿体延伸部位, 当坑探或其它手段不易取得良好效果时, 也以地表钻探作为一种辅助手段, 与坑探配合使用。

坑探是地下开采矿山的重要基建探矿手段, 因其探矿效果好, 并可与采矿坑道布置结合或为采矿所利用, 因而得到广泛的使用。但由于投资大、成本高, 应与坑内钻探配合。

坑内钻探也是地下开采矿山常用的基建探矿手段, 这种钻探手段机动灵活、效率高、成本低, 适应性强, 当其与坑探结合或代替坑探时, 可节省坑探工程量。

2. 基建探矿工程间距的确定

基建探矿的工程间距应根据矿床勘探类型、地质勘探采用的工程间距及其控制效果, 结合基建采场的规格具体确定。通常情况下, 基建探矿所要求的 B 级储量工程间距, 应加密到地质勘探 C 级储量工程间距的 1~2 倍。也可参照类似生产矿山的生产探矿工程间距。

各矿种不同勘探类型的地质勘探工程间距详见本篇第十二章。国内部分生产矿山的地质勘探和生产探矿工程间距见表 1-7-1、表 1-7-2。

7.1.3.3 基建探矿工程布置方法

1. 等距加密法

等距加密法是在基建探矿范围内, 按照基建探矿的工程间距要求, 将基建探矿工程规则地布置在原勘探线或原探矿工程之间的中点上, 使所有的勘探工程在平面上(平缓矿体)或垂直纵投影图上(倾斜矿体)呈规则状, 如方格网、菱形网或长方形网等, 达到基

我国部分金属矿床勘探工程间距表

表 1-7-1

开采方式	矿床名称	勘探类型	地质勘探工程间距(m)	生产探矿工程间距(m)
1	2	3	4	5
露天开采	大孤山铁矿	I	A级 100×100 B级 200×100 C级 400×200	平台槽探, 间距20~40, 代表二个阶段
	弓长岭铁矿	I—I	A级 75×75 B级 150×75 C级 300×150	A级 50~60×40 B级 100~120×40
	海南铁矿	II	A级 50×50 B级 100×50 C级 200×100	A级 25~35×25~35 B级 50~80×50~100
	矿山村铁矿	II	B级 60×50 C级 120×50	A级 30×25 B级 60×50
	泸沽铁矿	II—IV	B级 50×50 C级 100~150×50	B级 25×25
	良山铁矿	IV	C级 50×20~25	A级 25×10~15 B级 平台槽探, 间距25
	小关铝土矿	I	B级 100×100 C级 200×200	50×50指导开拓, 25×25指导剥离
	白家庄铝土矿	I	B级 100×100 C级 200×200	B级 70~100×70~100 C级 140~200×140~200 采矿剥离前加密至50×50, 回采前加密至25×25
	洛阳铝矿2号矿体	II	B级 50×50 C级 100×50~100	C级 50×50 50×50指导剥离, 25×25指导回采, 变化大者可加密到12.5×12.5
	海城菱铁矿	I	B级 120~150×90~150 C级 240~300×120~150	A级 30×15~20 B级 60×30
地下开采	青山怀远铁矿	I	A级 100×50 B级 100×100 C级 200×100	A级 25×12 B级 40~80×40~80
	阳春砬铜矿	IV	B级 50~25×25 C级 100~50×50	B级 25×25
	龙烟铁矿	I	A级 100~120×100~120 B级在C级工程间距基础上按菱形加密 C级 300~400×200	A级 60×30~15

续表

开采方式	矿床名称	勘探类型	地质勘探工程间距(m)	生产探矿工程间距(m)
1	2	3	4	5
地下开采	菱江铁矿	I—I	A级100×100 B级200×100~200 C级200~400×200	A级100×50
	符山铁矿	I	B级50×50 C级100×100	A级25×30 B级50×30~50
		II—IV	B级50×50 C级100×50	
		IV	B级80×50 C级50×100	
	金岭铁矿	II	A级50×50 B级100×50 C级100×100	A级25×25 B级50×50
	桃江锰矿	I	B级100×50 C级100×100	A级30×40~50 C级(坑道)90~120×40~50 (钻孔)75~100×30~50
	湘潭锰矿	II	A级75×37.5 B级75~150×75 C级150×75	B级75~37.5×75~30
	王村铝土矿	I	B级70~100×70~100 C级140×140	B级70~100×70~100 C级100×140
	张店北焦宋铝土矿	II	B级100×100 C级200×200	B级50×50 C级100×100
	甘洛菱铁矿	IV	B级40×40 C级40~80×60~80	B级20×20
	因民铜矿	I	B级60(阶段高)×40(穿脉) C级60~120×40	B级60(阶段高)×10~20 (穿脉)
	易门铜矿	I—II	狮子山 B级50(阶段高)×50(穿脉) C级100(阶段高)×100(穿脉) 凤山 C级100(阶段高)×25~50穿脉	狮子山 B级30(阶段高)×25(穿脉) 凤山 B级12.5(阶段高)×12.5 (穿脉)
	凤凰山铜矿	II	B级30(阶段高)×50~100 (穿脉) C级50~100×60~80	B级30(阶段高)×50(穿脉)
	郝家河铜矿	I	B级70×70 C级100~200×70~140	B级60(上山)×30~40(天井)

续表

开采方式	矿床名称	勘探类型	地质勘探工程间距(m)	生产探矿工程间距(m)
1	2	3	4	5
地下开采	赤马山铜矿	Ⅱ—Ⅳ	C级50×50	B级25~12(阶段高)×50~100 (天井)×25~30(穿脉)
	柏坊铜矿	Ⅳ	C级50×50	B级25(阶段高)×25(穿脉)
	华铜铜矿	Ⅳ	D级100×100	C级30~40(阶段高)×20~30 (穿脉) 在C级基础上用坑道、浅钻,大 眼组合勘探升为B级,其工程间 距为阶段高30~40,穿脉间距20 ~30,浅钻间距10~20
	桃林铅锌矿	Ⅰ~Ⅱ	B级20(阶段高)×25(穿脉) C级100×50	B级40(阶段高)×25~50(穿脉)
	梨山铅锌矿	Ⅱ	B级50×30~40 C级100×50	A级30~55(阶段高)×25(穿脉) B级30~55(阶段高)×50(穿脉)
	凡口铅锌矿	Ⅱ—Ⅳ	B级50×30~50 C级100×35~50	A级12~25(阶段高)×12.5 ~25(穿脉) 在剖面上用钻孔控制矿体边 界,钻孔间距为15~25
	柴河铅锌矿	Ⅳ	C级40(阶段高)×20~40 (穿脉)	C级40~30(阶段高)×40 (天井)×20(穿脉) 并在阶段的1/2处,加水平 钻
	湘西金矿	Ⅳ	C级50(阶段高)×25(穿脉)	B级20~25(阶段高)×12.5 ~15(穿脉)
	某硫化镍矿(第一矿区)	Ⅰ	B级100×50~75 C级100×100~150	30(阶段高)×25~50(穿脉)
露天开采	杨家杖子铜矿	Ⅰ—Ⅱ	C级100×100	B级40(阶段高)×50(天井) ×25(穿脉)

我国部分非金属矿床勘探工程间距表

表1-7-2

开采方式	矿床名称	勘探类型	地质勘探工程间距(m)	生产探矿工程间距(m)
露天开采	什井子石灰石矿	Ⅰ	B级200×200 C级400×400	A级50×50
	新乡白云石矿	Ⅰ	B级100×100 C级200×200	B级100×100

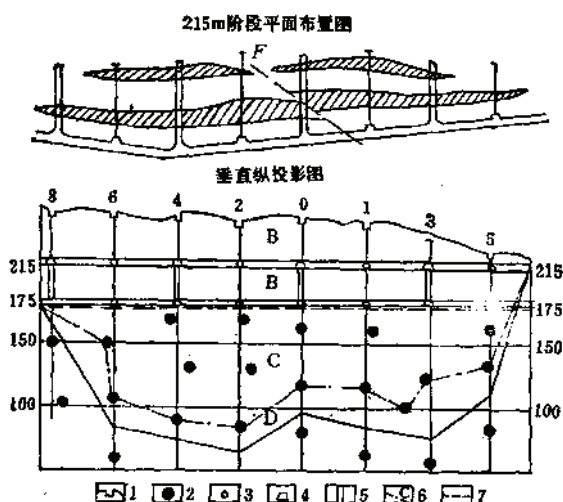


图 1-7-2 急倾斜矿体基建探矿
工程布置图

1—地质勘探探槽；2—地质勘探钻孔；3—基建探矿钻孔；4—基建探矿巷道；5—基建探矿天井；6—储量级别及界线；7—基建开拓水平

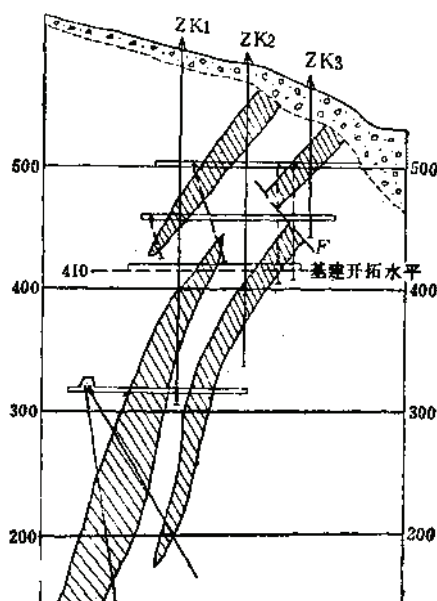


图 1-7-3 不等距加密基建探矿
工程剖面布置图

7.1.3.4 基建探矿工程量及投资概算

1. 基建探矿工程量计算

1) 探矿工程量

基建探矿工程量是指在基建开拓范围内，进行储量升级和查明有关地质问题的各类探矿工程的总钻进尺和坑道挖掘工作的总量，在初步设计中，须按各类基建探矿工程布置图进行统计计算。

2) 取样与化验工作量

在基建探矿过程中，须对基建探矿工程和可用于探矿的采矿工程进行系统取样和化验。取样的方法、间距和规格，一般与地质勘探阶段相同，有时则根据矿床具体情况，参照类似生产矿山的实际资料确定。样品化验分析项目及有关要求，原则上与地质勘探阶段相同。

取样工作量是根据基建探矿工程布置图，按基建探矿工程截取矿体的总长度，除以样品长度所得样品个数进行计算。由于探矿工程揭露矿体时可能的变化，以及采取矿体顶底板控制样的需要，上述样品个数应乘以1.1~1.3不均匀系数，从而得出基建探矿取样工作总量。

化验分析项目一般分为基本分析、组合分析两类，在某些情况下还需要进行物相分析和全分析。各类矿床的基本分析和组合分析项目，参见表1-7-3。

化验分析工作量应以基本分析、组合分析（一般以5~10个基本分析样合并为一个组

基本分析、组合分析项目参考表

表 1-7-3

矿 种	基本分析	组 合 分 析	备 注
1	2	3	4
铁	TFe, SFe, S, P, SiO ₂	Fe ₂ O ₃ , FeO, CO ₂ , CrO ₃ , Cu, Pb, Zn, As, Co, MgO, CaO, Al ₂ O ₃ , TiO ₂ , V ₂ O ₅ , Ni, Mo, Sn, Ge, Ga, Mn, U, 铂族元素	含菱铁矿或褐铁矿的矿石, 基本分析中应增加烧失量。碳酸盐铁、硅酸盐铁矿石, 全部组合样均应作物相分析, 必要时基本分析样也作物相分析
锰	冶金用锰	Mn, Fe, SiO ₂ , P	S, As, CaO, MgO, Al ₂ O ₃ , Co, Ni, Cu, Pb, Zn, Ag
	干电池用锰	MnO ₂ , Fe放电时间(分)	Cu, Ni, Co, As
铬	Cr ₂ O ₃ , FeO, TFe, SiO ₂ , S, P	Co, Ni, Mn, Zn, MgO, CaO, Al ₂ O ₃ , TiO ₂ , V ₂ O ₅ , 铂族元素	
钨	V ₂ O ₅	TFe, S, U, P ₂ O ₅ , TiO ₂ , Mo	单独钨矿床很少, 多在磁铁矿、炭质页岩、钼土矿、多金属矿、铀矿和磷矿中
钽	TiO ₂ , V ₂ O ₅ , TFe	Mo, Pb	钽矿中, 应分析确定金红石、独居石、榍英石等
铜	Cu	Pb, Zn, Co, Sb, Au, Ag, As, S, Mo, WO ₃ , Ga, Bi, In, Cd, Se, Te, Re, Ge, Tl	
铅锌	Pb, Zn	Cu, Au, Ag, Ge, Cd, S, Bi, Sb, In, Ga, Co, Mo, As, Se, Tl	
钼	Al ₂ O ₃ , SiO ₂	MgO, CaO, CO ₂ , TiO ₂ , P ₂ O ₅ , S, Fe ₂ O ₃ , Ga, V ₂ O ₅ , Ce	基本分析若钼矿比合格时, 应分析TiO ₂ , Fe ₂ O ₃ , CaO, 烧失量
镍	Ni, Cu	Cr ₂ O ₃ , Co, Mn, Au, Ag, Se, Te, S, 及铂族元素	组合分析中, 硅酸盐矿床加造渣组份, SiO ₂ , Fe ₂ O ₃ , MgO, CaO, Al ₂ O ₃
铋	Bi	Cu, Pb, Zn, Co, Ni, WO ₃ , Mo, Sn, As	
钴	Co	Ni, As, Mn, Cu, Zn	
铀	WO ₃ , Mo, Bi, Sn	Cu, Pb, Zn, Au, Ag, Nb ₂ O ₅ , Ta ₂ O ₅ , As, Be	
镉	Sn	Cu, Pb, Zn, WO ₃ , Bi, Mo, Ag, Sb, S, As及稀散元素	
钼	Mo	WO ₃ , Sb, Cu, Pb, Zn, Au, Ag, Bi, BeO, Li ₂ O, Re, S	

续表

矿种	基本分析	组合分析	备注
1	2	3	4
汞	Hg, Sb	As, Bi, Au, Cu, U, Mo, Ni	
锑	Sb, Hg	Au, As, Pb, Zn, Bi, Ag, Cu, Ni	
金	Au	As, Cu, Pb, Zn, Ag, Mo, Bi Y, Pd, Te	
银	Ag	Cu, Pb, Zn, Au, Ni	单独银矿床较少, 常与铜铅锌 多金属矿床伴生
铂族元素	Pt, Pd	Cu, Ni, Co, Rh, Ir, Ru, Os	
稀有金属	铍	BeO	伟晶岩类型的稀有金属矿床, 往往含有Ta, Nb, Be, Li, Zr, Rb, Cs等组份
	铌钽	Nb ₂ O ₅ , Ta ₂ O ₅	
	锆	ZrO ₂ , Nb ₂ O ₅ , Ta ₂ O ₅ HfO ₂	
	铷铯钫	Li ₂ O, Cs ₂ O, Rb ₂ O	盐湖矿床要研究稀有金属
	铯	SrO	
稀土元素	铈族元素(轻稀土)包括La, Ce, Pr, Nd, Pm(人造元素)Sm, Eu七种 钇族元素(重稀土)包括Y, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Lu九种		
分散元素	Ge, Ga, In, Tl, Hf, Re, Cd, Sc, Se, Te, 等, 主要赋存于别的矿物中, 独立矿物比较少见, 一般不形成单独开采矿床, 在评价其它矿床时, 应对分散元素进行综合评价		
铀、钍	U, ThO ₂	Cu, P ₂ O ₅ , S, V ₂ O ₅ , Ta ₂ O ₅ , Nb ₂ O ₅	
磷矿	P ₂ O ₅	P ₂ O ₅ , CO ₂ , F, 酸不溶物Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ , MgO, CaO, SiO ₂ , 烧失 量枸溶性P ₂ O ₅ , 根据综合评价需 要增加V ₂ O ₅ , TiO ₂ , S, ThO ₂ , TFe, SFe, U, Mn, Cd, TR ₂ O ₃ , I, C(石墨)等,	1. P ₂ O ₅ 、酸不溶物(50%分析 SiO ₂)占组合样100% 2. R ₂ O ₃ (50%分析Al ₂ O ₃ 及 Fe ₂ O ₃)占组合分析50% 3. MgO, CO ₂ 占组合样50% 4. CaO, F占组合样10% 5. 枸溶性P ₂ O ₅ 分析用于少量 具代表性样品。如矿石用作 磷矿粉, 则每个组合样均作
硫	硫铁矿 S	Pb, Zn, As, F, Au, Ag, Cu, Se, Te, Co, Tl, Ni, 煤系硫 铁矿增加C	内生硫铁矿要分析一定数量硫 化物的硫和硫酸盐的硫以了解 后一种含量和两者比例

续表

矿 种		基本分析	组 合 分 析	备 注
1		2	3	4
硫	自然硫		多项分析: 硫、砷、锑、硒、石膏。 (为了作出整个矿床平均质量的评价, 需要对一定数量的单样或组合样进行上述有害杂质的多项分析)	
	明 矾	K_2O , SO_3 , Al_2O_3 , Na_2O (用火焰光度法或原子吸收法)	CaO , SiO_2 , Fe_2O_3 , S (硫化物中的硫)	
	砷	As	Au, Ag, Ni, Sb, Hg, Bi, Co, Tl等有益组份	
	硼 (内生)	B_2O_3	MgO , CaO , SiO_2 , Fe_2O_3 , Al_2O_3 , CO_2 , H_2O	如含有放射性元素时作组合分析
石 灰 石	制碱用	CaO , MgO , CO_2	Fe_2O_3 , Al_2O_3 , 烧失量, SiO_2	测定 SiO_2 或酸不溶物按工业指标
	电石用	CaO	MgO , SiO_2 , Al_2O_3 , S, P, Fe_2O_3 , 烧失量	
	熔剂用	CaO , MgO , SiO_2	P, S, Al_2O_3 , Fe_2O_3 , 烧失量	
	水泥用	CaO , MgO	Al_2O_3 , Fe_2O_3 , SiO_2 烧失量, K_2O , Na_2O	当 $CaO + MgO < 50\%$ 时, 则基本分析应增加 SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , 烧失量 对 Na_2O , K_2O 应分层分品级了解
	陶瓷电瓷用	CaO , MgO , Fe_2O_3 , SO_3	Al_2O_3 , SiO_2 , 烧失量	
	玻璃用	CaO , Fe_2O_3	MgO , SiO_2 , Al_2O_3 , 烧失量	
白 云 石	耐火材料用	MgO , CaO , SiO_2 , 酸不溶物	P, S, 烧失量	酸不溶物包括 Al_2O_3 , Fe_2O_3 , Mn_2O_4 , SiO_2
	溶剂用	MgO , CaO , SiO_2	Fe_2O_3 , Al_2O_3 , S, P, Mn, 烧失量	
	玻璃用	MgO , CaO , SiO_2	Fe_2O_3 , Al_2O_3 , TiO_2 , MnO, 烧失量	
	电瓷陶瓷原料	CaO , MgO , Fe_2O_3	SiO_2 , Al_2O_3 , 烧失量	
石 英 砂	玻璃用原料	SiO_2 , Fe_2O_3 , Al_2O_3	K_2O , Na_2O , Cr_2O_3 , TiO_2 , CaO , MgO 烧失量	
	电瓷、陶瓷用	SiO_2 , Fe_2O_3 , Al_2O_3	MgO , CaO , TiO_2 , K_2O , Na_2O , 烧失量	
	铸型用砂	SiO_2	Fe_2O_3 , Al_2O_3 , CaO , MgO , SO_3 , Na_2O , K_2O , TiO_2 , 烧失量	一定要做好含泥量测定
石英 (砂岩)	光学玻璃用	SiO_2 , Fe_2O_3 , Al_2O_3 , Cr_2O_3 , TiO_2	S, CaO , MgO , K_2O , Na_2O	

续表

矿 种	基本分析	组 合 分 析	备 注
1	2	3	4
石英(砂岩)	硅砂 CaO耐火度	TiO ₂ , MgO, S, P, K ₂ O, Na ₂ O	
	熔剂 SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃	CaO, MgO, P, S. (用作有色金属 硫化矿熔剂可不分析S)	
蛇纹岩 微晶岩	耐火材料 SiO ₂ , MgO, CaO耐火度	Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ , SO ₃ 烧失量	
	制钙镁磷 肥及化工 制镁盐 MgO	SiO ₂ , Fe ₂ O ₃ , Al ₂ O ₃ , TiO ₂ CaO烧失量	有些蛇纹岩含Cr, Ni, Pt等, 制钙镁磷肥可能将其回收, 勘探 时应进行综合评价
重晶石、毒重石	BaO, SO ₃ , CO ₂	Fe ₂ O ₃ , Al ₂ O ₃ , SiO ₂ 可熔盐	
石 墨	C, S, H ₂ O灰份、挥发物	SiO ₂ , Fe ₂ O ₃ , Al ₂ O ₃ , CaO, MgO, K ₂ O, Na ₂ O	鳞片状石墨, 基本分析可只作 C, 其它项目可作组合分析。有 时含金红石, 要注意综合评价
高岭土	玻璃、电 瓷、陶瓷 原料 Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ , SiO ₂ , TiO ₂	CaO, MgO, K ₂ O, Na ₂ O, SO ₃ 烧失量	基本分析中的TiO ₂ , 如含量低 时, 可作组合分析, 基本分析 应视工业要求增加SO ₃ , Na ₂ O K ₂ O等
粘 土	冶金用耐 火粘土 Al ₂ O ₃ , TiO ₂ , Fe ₂ O ₃ , 耐火度	SiO ₂ , CaO, MgO, K ₂ O, Na ₂ O SO ₃ , P, 烧失量	
	陶瓷用粘 土 Al ₂ O ₃ , SiO ₂ , Fe ₂ O ₃ , TiO ₂ 烧失量	CaO, MgO, K ₂ O, Na ₂ O, SO ₃	
	硅酸盐水 泥用粘土 SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃	CaO, MgO烧失量	当基本分析和组合分析六项不 足98%时, 组合分析应增加SO ₃ , K ₂ O, Na ₂ O或K ₂ O + Na ₂ O波 动在4%时, 则改作基本分析
萤 石	熔剂用 CaF ₂	SiO ₂ , CaO, CO ₂ , Pb, Zn, S, Sb, BaO	
	玻璃、陶 瓷用 CaF ₂ , Fe ₂ O ₃	SiO ₂ , CaO, MgO, CO ₂ , Pb, Zn, Al ₂ O ₃	
含钾岩石	制钾肥 K ₂ O	CaO, MgO, Na ₂ O, SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ 烧失量	视工业要求组合分析增加As, F
长 石	研磨材料 K ₂ O	SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ , Na ₂ O CaO	
	玻璃电瓷 陶瓷原料 Al ₂ O ₃ , SiO ₂ , Fe ₂ O ₃ , K ₂ O, Na ₂ O	CaO, MgO, TiO ₂ , 烧失量	
菱铁矿	制金属铁 MgO, CaO, SiO ₂	Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ , MnO, S, P, 烧失量	

续表

矿 种		基本分析	组 合 分 析	备 注
1		2	3	4
菱铁矿	镁铁用	MgO, CaO, SiO ₂	Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ , S, P, 烧失量	
	滑 石	MgO, SiO ₂ , Fe ₂ O ₃	CaO, Al ₂ O ₃ , 烧失量, 酸不溶物	
石 膏		CaO, SO ₃ , H ₂ O*	MgO, Fe ₂ O ₃ , Al ₂ O ₃ , H ₂ O*, SrO, 酸不溶物烧失量	有其它盐类伴生时, 组合分析增加K ₂ O, Na ₂ O, Cl
盐 类 矿 床	钾镁盐类	K, Mg, Ca, Cl, SO ₄ , H ₂ O 及不溶于水的残余物	Na, B ₂ O ₃ , Br, SrO, Rb ₂ O Cs ₂ O, LiO, I	
	石盐矿	Na, Cl, Mg, SO ₄ , H ₂ O 不溶于水的杂质	K, Ca, Br, I, B ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ , Rb ₂ O, Cs ₂ O, Li ₂ O, Ga, Ge	
	芒 硝	Na ₂ SO ₄ · H ₂ O 不溶于水的残余物	Ca, Mg, Cl, CO ₂ , (或HCO ₃) Fe ₂ O ₃	
	天然碱	Ca, Cl, SO ₄ , Na, SO ₃ , HCO ₃ , H ₂ O不溶于水的残余物		
	湖水及高水	K, Na, Ca, Cl, SO ₃ , CO ₂ , Mg, B ₂ O ₃ , Li, HCO ₃ , PH值矿化度	Rb, Cs, I, Br, Sr, Ba, 利用多项分析及光谱分析具体确定	基本分析主要指普查盐矿时的分析项目
硼 酸 盐 (盐 湖)		B ₂ O ₃	Na, Ca, Mg, K, H ₂ O, CO ₂ , Cl, SO ₄ , 烧失量 Li, Rb, Cs, I, Br	
硅藻土		SiO ₂	Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ , CaO, Mg, 烧失量	
伟 石		SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ , FeO, CaO, MgO, K ₂ O, Na ₂ O, H ₂ O, Cr ₂ O ₃ , TiO ₂ , 烧失量		主要利用其物理性质, 对其化学成分可以根据需要作少量样品分析了解即可
珍珠岩		SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ , FeO, K ₂ O, Na ₂ O, MgO, CaO, H ₂ O, MnO, TiO ₂		
蛭 石		SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ , CaO, MgO, Na ₂ O, K ₂ O, MnO H ₂ O, 烧失量		
沸 石		SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , Na ₂ O, K ₂ O, CaO, MgO, H ₂ O, Fe ₂ O ₃ , Sr, Ba, Zn, Li, P ₂ O ₅		
叶腊石		SiO ₂ , MgO, CaO, Fe ₂ O ₃ , FeO, TiO ₂ , Al ₂ O ₃ , H ₂ O, 烧失量, K ₂ O, Na ₂ O As		
膨润土漂白土		SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ , FeO, CaO, MgO, K ₂ O, H ₂ O, TiO ₂ , 烧失量		

注: 上表摘自国家地质总局1977年7月《金属非金属矿产地质普查勘探采样规定及方法》

合分析样)、内检样(一般为分析样品总数10%)、外检样(一般为分析样品总数5%)的样品总数乘以分析项目数,再加上合理分析及全分析的样品个数。

2. 基建探矿投资概算

基建探矿投资概算,一般包括以下两项内容:

(1)探矿工程费;取样、样品加工、化验费。

(2)地质、测量技术工作费。即在基建探矿过程中的地质编录、工程测量、地质综合研究、储量计算、资料整理、探矿报告编写、检审以及地质资料描晒、加工等费用。一般可按基建探矿投资20~25%计算。

7.1.3.5 基建探矿设计说明书编写要求

初步设计阶段一般不单独编写基建探矿说明书,仅为地质说明书的一部份,但应附探矿工程平面或剖面布置示意图。

7.2 基建探矿施工图设计

7.2.1 基建探矿施工图设计的内容和深度要求

基建探矿施工图设计是根据批准的初步设计所确定的原则和方案进行的,其设计深度应满足基建探矿施工的要求。主要内容如下:

- (1)具体确定基建探矿工程的位置和数量,编制基建探矿工程布置图;
- (2)进行基建探矿工程单体设计,编制主要基建探矿工程单体结构图;
- (3)计算基建探矿工程量和地质编录、取样、化验工作量;
- (4)编制基建探矿施工进度计划;
- (5)预计基建探矿和储量升级效果;
- (6)编制基建探矿工程预算。

7.2.2 基建探矿工程布置图的编制

该图应根据初步设计的基建探矿工程布置(示意)图,具体确定每个探矿工程的位置和工程量。

7.2.2.1 基建探矿工程平面布置图

露天和地下开采矿山的基建探矿工程平面图,应分别在包括基建开拓范围在内的矿区地形地质图和开采阶段平面图上编制。主要包括:

- (1)地形等高线或地形线及地座座标线;
- (2)地质界线;
- (3)矿体及其编号;
- (4)原地质勘探的探矿工程及其编号,勘探线及其编号;
- (5)采矿开拓工程(包括露天基建范围)的位置及编号(或露天阶段标高);
- (6)基建探矿工程(包括利用原地质勘探工程)位置及编号;
- (7)基建探矿施工参数表(包括每个探矿工程的工程量等)。

露天和地下开采的基建探矿工程平面布置图参见图1-7-4和图1-7-5,施工参数

见基建探矿钻探工程施工参数表。

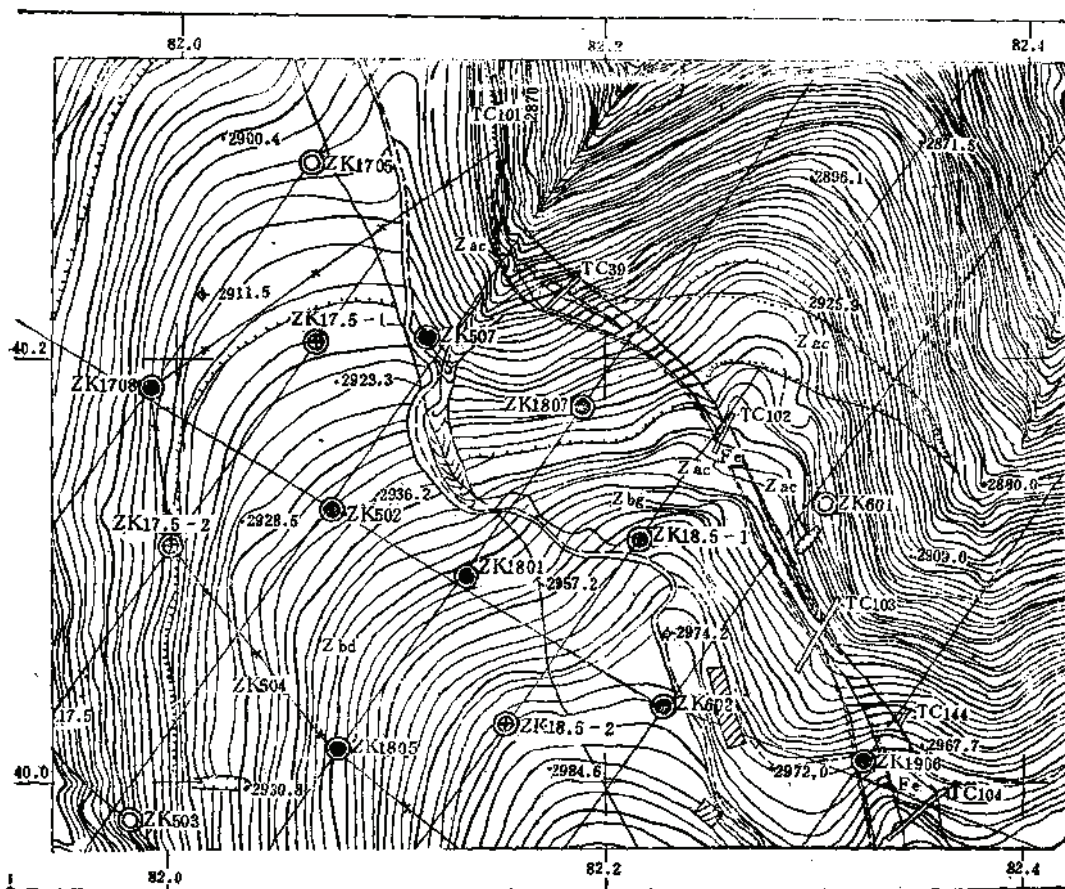


图 1-7-4 某铁矿露天基建探矿工程平面图

7.2.2.2 基建探矿工程剖面分布图

原则上在有新探矿工程分布的剖面位置，都应编制基建探矿工程的剖面分布图。如基建探矿工程分布在原地质勘探线上，可利用原地质勘探剖面图编制，否则，应在新制的辅助剖面上进行。其图面内容主要包括：

- (1)剖面编号;

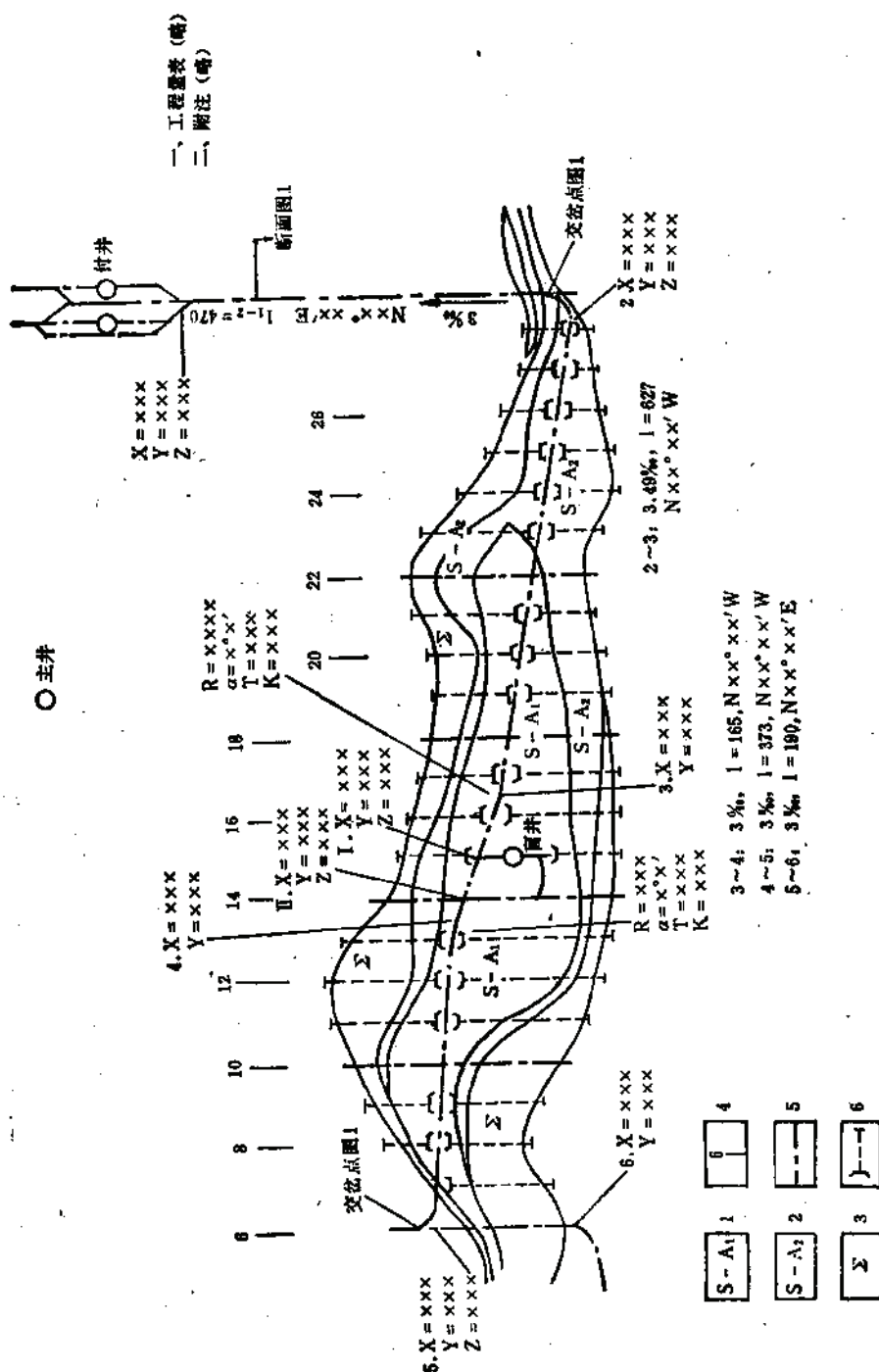


图 1-7-5 某矿 1150m 阶段基建勘探工程平面布置图

基建探矿钻探工程施工参数

钻孔编号	ZK17.5-1	ZK17.5-2	ZK18.5-1	ZK18.5-2	
开孔位置	X	40216.03	40119.37	40121.08	40028.0
	Y	82056.83	81989.15	82210.19	82156.0
	Z	2911.0	2918.5	2962.5	2977.0
钻进方向	35°	35°	35°	35°	
倾角	65°	60°	62°	67°	
孔深(m)	80	150	120	65	
开孔直径 (mm)	110	110	110	110	
终孔直径 (mm)	91	91	91	91	

- (2)剖面所切地形线及剖面方位;
 (3)地质界线;
 (4)矿体位置及编号;
 (5)基建开拓范围(界线或标高);
 (6)开拓、(采准)工程位置、名称及编号;
 (7)基建探矿工程位置、编号、座标;
 (8)探矿工程的方位、长度(深度)、坡度等;

露天和地下开采的基建探矿工程剖面分布图, 参见图 1-7-6 和图 1-7-7。

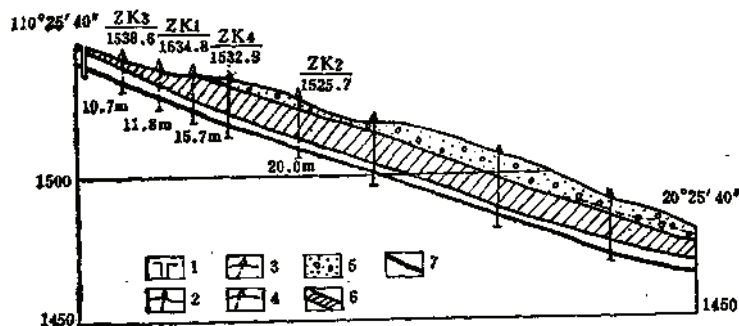


图 1-7-6 某矿基建探矿工程剖面布置图

1—地质勘探孔, 2—地质勘探孔, 3—剥离区基建探矿钻孔, 4—备采区基建探矿钻孔,
 5—第四系残坡积层, 6—粘土土层, 7—铁矿层

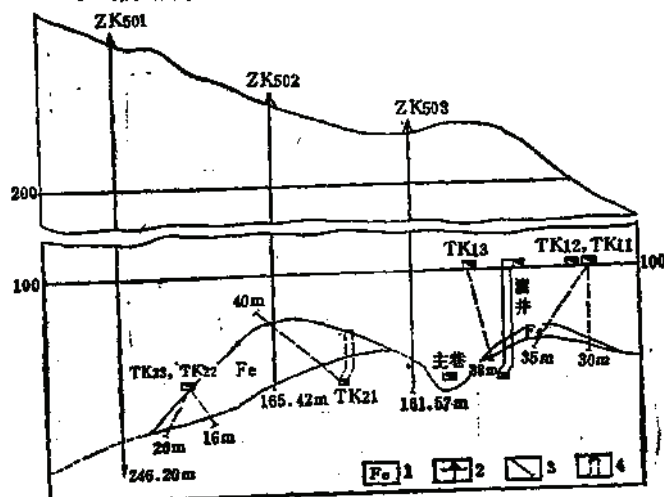


图 1-7-7 某矿第五号基建探矿工程剖面分布图

1—铁矿体, 2—地质勘探孔, 3—基建探矿钻孔, 4—基建探矿天井

7.2.3 基建探矿工程单体设计

根据设计所选定的基建探矿工程种类、各探矿工程所在位置及应达到的探矿要求,并考虑探矿工作特点及其与采矿工程相结合等因素,具体确定每个探矿工程的规格、进尺、支护形式等,绘制各类型主要探矿工程的单体结构图,供计算探矿工程量、探矿投资费用和指导探矿施工使用。

7.2.3.1 露天开采基建探矿工程单体设计

1. 槽探工程

槽探工程必须截穿至矿体顶板和底板,其单体设计,应确定起始点和端点座标、掘进方位、规格和长度。探槽的断面一般为倒梯形,最大深度不超过3m,底宽为0.6m,两壁倾角按土质选取:緻密土层 $70^{\circ}\sim 80^{\circ}$ 、松软土层 $60^{\circ}\sim 70^{\circ}$ 、松散土层 $\leq 55^{\circ}$,并需预计见矿位置。槽探工程单体结构图可参考图1-7-8槽探素描图进行编制。

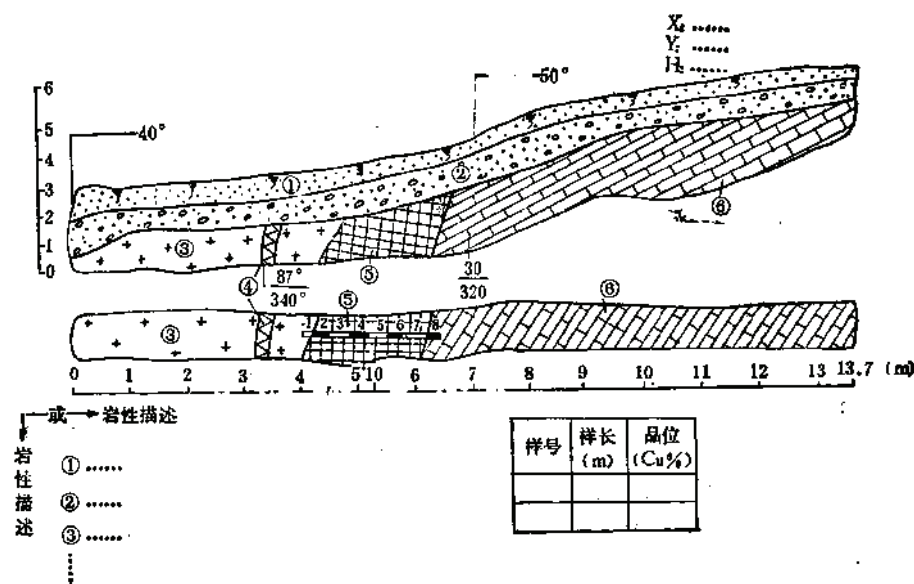


图 1-7-8 槽探素描图

①—表土; ②—砂壤土; ③—火成岩; ④—岩脉; ⑤—矿体; ⑥—石灰岩

2. 浅井工程

浅井工程单体设计,应确定浅井中心线座标、断面规格、深度等。浅井断面规格视浅井深度、提升设备及涌水量大小而定。根据规范规定,探矿浅井断面规格可参照表1-7-4选取。浅井结构图上,亦需画出预计的见矿位置,一般可参考图1-7-9进行编制。

3. 地表钻探工程设计

探矿浅井断面规格表

表 1-7-4

井深 (m)	净断面 (长×宽) (m ²)	备 注
0~10	$1.2 \times 0.8 = 0.96$	手摇绞车提升、不需排水设备
0~20	$1.2 \times 1.0 = 1.20$	手摇绞车或机械提升、吊桶排水
0~5	直径0.8~1.0	人工或手摇绞车提升、不需排水设备
0~10	$1.3 \times 1.1 = 1.43$	砂矿浅井、吊桶或水泵排水
	$1.7 \times 1.3 = 2.21$	涌水量大、水泵排水

X ₁	00000
Y ₁	00000
H ₁	00000

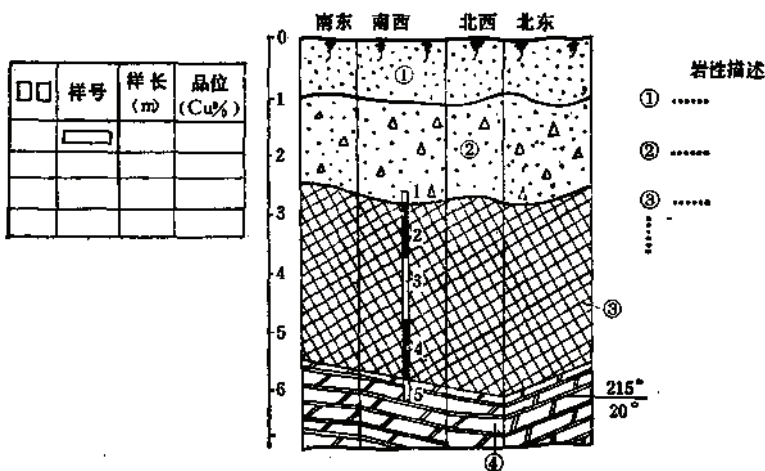


图 1-7-9 浅井素描图

①—表土，②—砂砾土，③—矿体，④—大理岩，

地表钻探单体设计,应确定开孔座标、钻进方位、倾角、深度等,说明其质量要求,必要时,需绘制钻孔见矿预测柱状图,其编制格式可参见图1-7-10。

比例尺

	开孔日期
	终孔日期
	终孔深度 (m)

开孔方位角

开孔植食

孔口座标 X_i
 Y_i
 H_i

钻孔结构 及 封孔方法 (mm)	回次	回次进尺 (m)		造尺	岩心采取 回次采取率 (%)	分层采取率 (%)	分层厚度 (m)	原位置	柱状图	岩性描述	标志面与岩 心轴的夹角	采样情况		岩心长度 (m)	采取率 (%)	分析结果 (%)		筒易水文	备注
		自	至									样品编号	分析编号			P ₂ O ₅	Au, Cu		
																			

图 1-7-10 钻孔柱状图

钻探工程单体设计完成后,应编制基建探矿工程一览表,其内容包括探矿工程编号、座标、工程量、钻孔开孔直径、终孔直径、钻进方位、倾角、孔深等。

7.2.3.2 地下开采基建探矿工程单体设计

1. 坑探工程单体设计

基建探矿穿脉、沿脉、天井等工程,能为采矿利用时,其单体工程设计参见本手册井巷工程卷。若不能为采矿利用而纯属探矿工程时,其巷道规格以达到探矿目的为限,以节约投资。

水平探矿巷道应根据围岩稳固性,确定断面规格(见表1-7-5)及支护范围,确定巷道方位、交叉点座标,穿脉工程应截穿矿体至顶底板,必要时应编制穿脉巷道预测图。

水平探矿巷道断面规格表

表1-7-5

坑道长度(m)	净断面(高×宽)(m ²)	使用条件
0~50	1.8×1.2=2.16	手掘沿脉或穿脉、单轨矿车运输
0~100	1.8×1.5=2.70	机械沿脉或穿脉、单轨矿车运输
0~500	2.0×1.8=3.60	机械沿脉,矿车、电瓶车运输
0~1000	2.2×2.3=5.06	机械沿脉,电机车运输

垂直探矿工程如天井、盲井等,应充分考虑为采矿利用。能为采矿利用时,其单体工程设计参见本手册井巷工程卷,不能为采矿利用时,一般均应以坑内钻代替。

2. 坑内钻探工程单体设计

坑内钻探工程单体设计,应确定钻探硐室(钻窝)规格(见表1-7-6);确定钻

坑内钻探硐室参考规格表

表1-7-6

钻进方向	钻机型号	硐室规格(长×宽×高)		
		硐室(m ³)	塔窝(m ³)	折合坑道进尺(m)
垂直向下孔 (顶角0°~30°)	钻石-100	3.5×3×2.6		6.8
	KD-100	4×3×3.2		9.6
	XJ-100	4×3×2.5	2×2×8	15.5
	KA-M-300 KA-M-500	12×3.5×2.6	2×2×8	37.4
	XB-100	16×4×3	2×2×16	64
垂直向上孔 (顶角90°)	YQ-100(取岩粉)	3×2.5×2.5		5.6
	XJ-90(取岩粉)	3×2.5×2.5		5.6
	钻石-100	3.5×3×2.2		5.8

基建探矿工程量统计总表

表 1-7-9

序号	施工 图号	勘 探 线 号	地 表 钻		坑 内 钻		坑 探		总 计	
			工程号	工程量 (m)	工程号	工程量 (m)	工程号	工程量 (m ³)	钻探(m)	坑探(m ³)

注：如有槽、井探工程，表中应增加其工程量统计栏。

基建探矿的地质编录工作量，应按各项探矿工程的总掘进或钻进进尺（长度）统计。

7.2.5 基建探矿工程取样和化验工作量计算

各类探矿工程的取样工作量，应按探矿工程在矿体中钻（掘）进进尺（长度）计算。

其计算公式如下：

$$\text{钻探工程取样工作量(件)} = \frac{\text{矿体中钻进进尺数(m)}}{\text{单样长度(m)}} \quad (1-7-1)$$

$$\text{槽、井、坑探取样工作量(件)} = \frac{\text{矿体中进尺数(m)}}{\text{单样长度(m)}} \quad (1-7-2)$$

考虑到矿体顶、底板取样及矿体变化，应乘以1.1~1.3不均匀系数。

化验工作量应根据各类探矿工程的取样数量和初步设计确定的化验项目个数进行计算。一般作法是逐项统计各类化验项目的工作量，然后汇总求得总的化验工作量，其计算公式如下：

$$M = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m r_i p_j \quad (1-7-3)$$

式中 M ——总化验工作量；

r_i ——化验项目数；

p_j ——分类样品数。

7.2.6 制定基建探矿施工进度要求

按照先探后采的原则和由上而下、由浅到深的施工顺序要求，基建探矿工程的施工应超前于基建开拓和采准工作，以利指导采矿基建工作的顺利进行。超前时间需根据矿床地质条件和开采方式的不同情况具体确定，并应与采矿的总体设计和施工进度要求相结合。

(1) 露天开采基建探矿施工进度，应能满足指导基建剥离施工的要求。如矿体厚大且埋藏较浅时，在基建开拓范围内的探矿施工，可以一次完毕；如矿体薄、产状缓、分布范围大时，基建探矿的施工可考虑分批进行，但不应妨碍基建剥离的施工。

(2) 地下开采的基建探矿施工，如系采用坑探或坑内钻探（包括水平钻）时，应与主要开拓工程（如竖井、斜井、运输平巷）施工相结合，并超前于采准工程的施工；如系采用地表钻探，则应尽量超前于开拓巷道的施工。

(3)基建探矿工程的施工顺序,应同时考虑储量升级和查明成矿地质条件的需要。如矿体变化不大,地质条件较简单,应以满足储量升级要求为主,然后再进一步查明矿体延伸等情况;如矿体变化大,则应以查明成矿地质条件、控制矿体变化为主。

(4)应根据矿山基建施工的总进度要求,按照基建探矿工程量及探矿效率指标,编制探矿进度计划,并列入矿山基建进度计划之中。

7.2.7 预计基建探矿储量升级效果

按照基建探矿施工图阶段的探矿工程加密情况,及其对矿体可能的揭露和控制情况,预计可能获得的储量升级效果。如其能够满足初步设计所规定的B级储量比例要求时,应分别在基建探矿工程平面或剖面布置图上标明各级储量的级别和界线,必要时应编制基建探矿的储量升级效果预计图;如达不到要求,应进一步对基建探矿工程的数量或位置进行相应地调整。

7.2.8 基建探矿工程预算及施工说明

(1)基建探矿施工图设计主要项目完成后,应汇总各类基建探矿的费用,编制基建探矿工程预算(有时为修正概算);

(2)基建探矿施工图阶段,一般将施工的有关要求和注意事项,标注在各有关的施工图纸上,必要时,可附简单的说明书,与施工图纸一并发送施工单位。

7.2.9 基建探矿施工图设计实例

某大型地下开采矿山,由主井、副井、通风井、措施井等八条竖井及相应的阶段平巷构成了全矿完整的开拓系统。根据矿体复杂程度和首期开采地段勘探程度不足等问题,在初步设计时,已确定进行基建探矿,并编制了基建探矿设计。现拟在施工图阶段,开展基建探矿施工图设计。

7.2.9.1 初步设计所确定的基建探矿原则

(1)基建探矿范围定于基建开拓的1150m阶段进行,其主要任务是进一步控制矿体边界和矿石品级(贫、富矿)的变化,使储量升为B级,达到生产前期5年的矿量贮备要求。

(2)该阶段的开拓工程主要有东副井、西副井、措施井及一条直达矿体东端的石门,其它采矿工程须待基建探矿之后再行具体施工。

(3)基建探矿的手段采用探矿沿脉、穿脉和坑内钻探;穿脉间距200m,其间用坑内钻加密至50m。穿脉和坑内钻严格按勘探线方向平行、等距布置。

(4)探矿巷道断面规格,根据采矿工作需要和施工单位现有施工设备情况,并按不同用途分别考虑。

(5)探矿工程中要求全部进行地质编录;

(6)地质取样要求:穿脉工程中在一壁连续刻槽,分别至矿体和矿化围岩(超基性岩)顶底板以外1~2m为止,样槽规格10×5cm,单样长1m;每隔5m在矿化变化大的脉内沿脉巷道顶底布置一条刻槽线,样槽规格同上,坑内钻探用劈心法取矿心样,单样长为1m。

(7)基本分析项目为Ni、Cu、S,组合分析(以每10个基本分析副样为一组合样)项目为铂族金属及钴等;内、外检样品数分别按总样数的10%、5%计算。

7.2.9.2 基建探矿施工图设计

1. 基建探矿工程平面和剖面图编制

根据初步设计确定的基建探矿原则和要求,在1150m阶段平面图(1:2000)上和勘探线剖面图

(1:2000)上确定探矿工程的位置,见图1-7-5和图1-7-11。

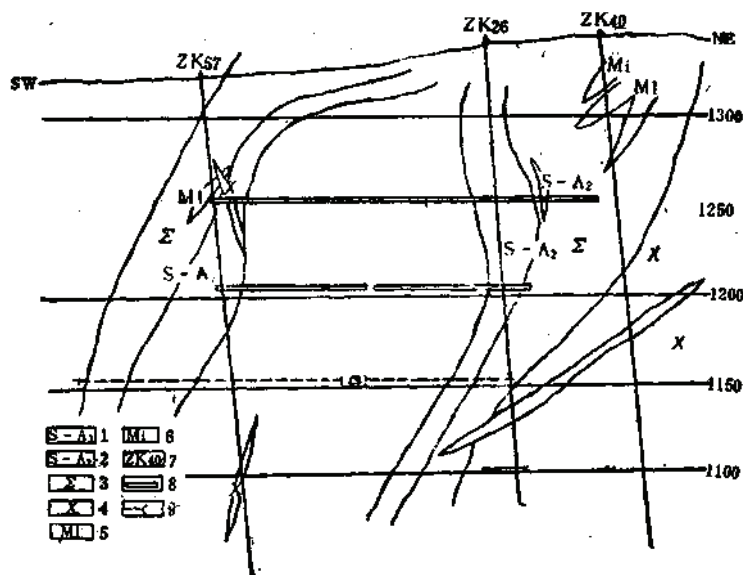


图1-7-11 基建探矿工程剖面布置图(16勘探线)

1—富矿, 2—贫矿, 3—超基性岩, 4—闪斜煌斑岩, 5—大理岩, 6—混合岩, 7—地质勘探钻孔, 8—基建探矿穿脉、沿脉, 9—基建探矿水平钻孔

2. 探矿工程座标计算

计算各探矿工程的交岔点和拐点的座标, 并表示在基建探矿工程平面布置图上, 见图1-7-5。

3. 水平探矿巷道断面形状及规格确定

探矿巷道的坡度定为3%, 巷道长度从探矿工程平面布置图上量得。

(1) 探矿沿脉巷道断面规格为: 贫矿(S-A₂)沿脉探矿石门断面 $3.2 \times 2.85\text{m}^2$, 富矿(SN-A₁)沿脉断面 $2.6 \times 2.55\text{m}^2$ 。

(2) 探矿穿脉巷道断面规格为: 贫矿(S-A₂)探矿穿脉断面 $2.6 \times 2.55\text{m}^2$, 富矿(SN-A₁)探矿穿脉断面 $3.2 \times 2.85\text{m}^2$ 。

4. 坑内钻室规格确定

坑内钻机选用钻石-100型和美国“长年”深孔坑内钻机, 前者用于钻进深度小于100m, 钻孔直径为 $\phi 46\text{mm}$ 或 $\phi 36\text{mm}$, 后者用于钻进深度大于100m, 钻孔直径为 $\phi 46\text{mm}$ 。钻机硐室采用富矿中探矿沿脉巷道断面规格, 即 $2.6 \times 2.55\text{m}^2$, 硐室长度为5m。

5. 基建探矿工程量统计

基建探矿工程量统计, 见表1-7-10。

6. 1150m阶段地质储量预测

根据1150m阶段矿体情况, 计算了1150m阶段地质储量, 可以满足开拓矿量5年的要求。

7. 探矿工程取样和化验工作量计算

1) 探矿工程取样工作量

基建探矿工程量统计表

表 1-7-10

序 号	勘探线 剖面号	工 程 名 称	巷道断面 (m ²)		长 度 (m)	开 凿 量 (m ³)
			净 断 面	掘进断面		
1	2	3	4	5	6	7
一	坑内钻探				4322	
1.	17-28	坑内钻探				
2.	同 上	钻机碉室(富矿)	5.95	5.95	35×5	1041.25
3.	同 上	钻机碉室(贫矿)	5.95	8.11	10×5	413.00
二	探矿沿脉					
1.	6-22	沿脉(富矿)	5.95	5.95	805	4789.75
2.	22-28	沿脉(贫矿)	5.95	8.11	360	2972.50
3.	17-6	脉矿沿脉(围岩)	8.02	8.79	677	6052.00
		小 计			1842	13814.25
三	探矿穿脉					
1.	6	探矿穿脉(围岩)	8.02	8.79	50	447.00
2.	6	探矿穿脉(贫矿、围岩)	7.73	9.18	148	1358.64
		小 计			198	1805.64
3.	10	探矿穿脉(富矿)	8.02	8.02	95	776.15
4.	10	探矿穿脉(贫矿)	7.73	9.18	183	1784.25
		小 计			278	2560.40
5.	14	探矿穿脉(富矿)	8.02	8.02	170	1388.90
6.	14	探矿穿脉(贫矿)	7.73	9.18	108	1053.00
		小 计			278	2441.90
7.	18	探矿穿脉(富矿)	8.02	8.02	120	980.40
8.	18	探矿穿脉(贫矿)	7.73	9.18	104	954.72
		小 计			224	1935.12
9.	22	探矿穿脉(富矿)	5.95	5.95	95	565.25
	22	探矿穿脉(贫矿)	5.95	8.11	125	1032.50
		小 计			220	1597.75
四	交岔点巷道					
1.	6	6行交岔点				250.17
2.	28	副井石门交岔点				382.31
		小 计				632.48
	合 计	坑内钻探			4322	
		钻机碉室			225	1454.25
		探矿沿脉			1842	13814.25
		探矿穿脉			1198	10340.81
		交岔点巷道				632.48
	总 计	钻 探			4322	
		巷 道			3265	26241.79
五	采准工程 28	副井石门				

- (1) 钻探岩心取样, 取样长度 1 m, 共计 4300 个样品。
- (2) 探矿穿脉取样为连续刻槽, 刻槽规格为 10×5 cm、取样长度 1 m, 共计 1000 个样品。
- (3) 沿脉一般不取样, 当矿体有显著变化时, 每隔 5 m 采用刻槽法取样, 取样长度 1 m。
- (4) 取样数量计算: 钻探为 4300 件; 穿脉为 1000 件; 机动工作量按 20% 计为 1000 件, 合计为 6300 件。

2) 样品化验项目及数量

- (1) 基本分析样为 6300 件, 分析项目为 Ni、Cu、S。
- (2) 组合分析样为基本分析样总量的 10%, 共 630 件, 分析项目为 Ni、Cu、Co、Pt、Rh、Pd、In、Ru、Os、Au、Ag、Se、Te。
- (3) 全分析样品为富矿石 ($S-A_1$) 2 件、贫矿石 ($S-A_2$) 2 件。
- (4) 内部检查分析样为基本分析样总量的 10%, 共 630 件。
- (5) 外部检查分析样为基本分析样总量的 5%, 共 320 件。

8. 基建探矿施工图说明书

根据各项施工图设计工作和施工中应注意的事项, 写成简要说明书, 与施工图件一并发送施工单位。

7.3 生产探矿和开采取样设计

7.3.1 生产探矿设计

7.3.1.1 生产探矿目的和任务

1. 生产探矿目的

生产探矿是矿山生产过程中, 根据开采需要, 在地质勘探基础上所进行的探矿工作。其目的是提高生产开拓、采准范围内矿床的控制程度和研究程度, 满足采矿贮备矿量对地质储量升级的要求, 为编制采掘进度计划提供可靠的地质依据, 以保证矿山正常、持续生产。

2. 生产探矿的任务

生产探矿的主要任务是:

- (1) 进一步探明近期开采范围内的地质构造, 确定矿体和夹层的形态、产状、空间位置及不同矿石类型、品级的储量、质量和分布。
- (2) 提高近期开采范围内的储量级别, 一般应经常保有 B 级以上储量 1~3 年。
- (3) 进一步探明边部、深部的小矿体。
- (4) 进一步查明矿床开采技术条件和水文地质条件, 查明矿石加工技术性能, 查明矿床各种伴生组份和共生矿产, 为矿床合理开发利用提供地质依据。

为保证矿山正常生产, 生产探矿应与开采保持一定的超前关系, 一般要超前于开采一年左右。

生产探矿和基建探矿的主要区别, 在于费用来源和工作范围不同。生产探矿费用摊入生产成本, 基建探矿费用则来源于基建投资; 生产探矿是矿山生产过程中连续进行的探矿工作, 是在生产开拓、采准范围内, 满足采矿贮备矿量对地质储量的升级要求, 为编制近期采掘进度计划和合理开发利用资源提供可靠的地质依据; 基建探矿是矿山基建过程中的探矿工作, 是在基建开拓范围内, 满足投产需要的采矿贮备矿量对地质储量的升级要求, 为

编制基建采掘进度计划提供可靠的地质依据。

7.3.1.2 生产探矿手段和工程间距确定

1. 探矿手段确定

生产探矿手段主要根据矿床地质特征和开采方式确定，同时应尽量利用采矿工程进行探矿，力求做到以较少的资金获得较大的探矿效果。

1) 露天开采探矿手段

露天开采的生产探矿手段，主要为平台槽探、井探、岩心钻探以及采矿爆破孔取样等。

(1) 平台槽探：平台槽探是露天开采常用的探矿手段，其布置形式见图 1-7-12。

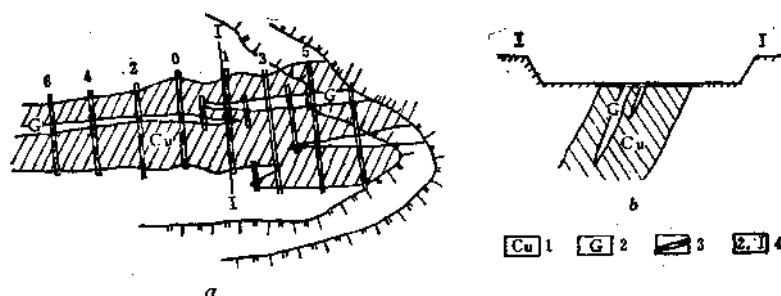


图 1-7-12 平台槽探平、剖面布置图

1—铜矿体；2—夹层；3—槽探刻槽取样位置；4—槽探线编号

(2) 岩心钻探：岩心钻探也是露天开采常用的探矿手段，一般选用小型、灵活、便于搬运的钻机。根据矿床地质特征、生产要求和设备能力，钻探钻进深度一般为 2~5 个开采阶段，下部的探矿随生产推进逐步进行，见图 1-7-13。对埋藏不深、产状平缓的中小型矿床，当其钻探工程量不大时，也可一次完成，见图 1-7-14。

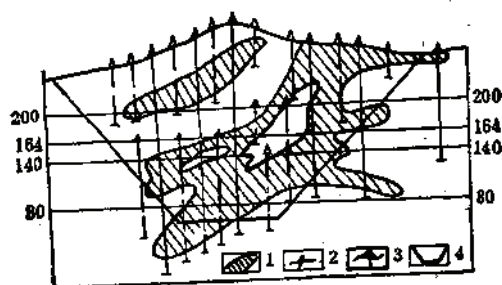


图 1-7-13 钻探工程布置剖面图

1—矿体；2—地质勘探钻孔；3—生产探矿钻孔；4—露天开采境界

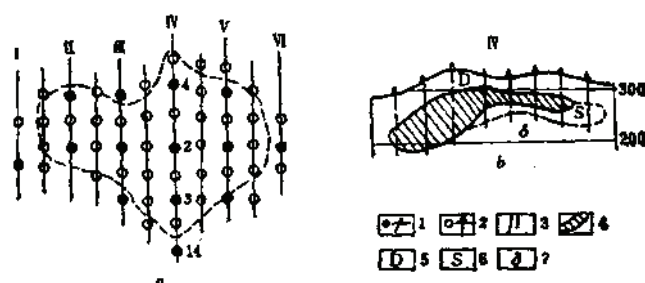


图 1-7-14 钻探工程(一次完成)布置平、剖面图

1—地质勘探钻孔; 2—生产探矿钻孔; 3—勘探线; 4—矿体; 5—石灰岩; 6—砂卡岩; 7—闪长岩

(3) 采矿爆破孔取样: 采矿爆破孔取样是采取采矿爆破孔的矿粉进行化验分析, 以查明矿石质量和圈定矿体边界。地质条件复杂的矿床每个炮孔都应取样, 地质条件简单的矿床可隔孔取样。

(4) 井探: 井探主要用于砂矿和风化壳矿床, 以圈定矿体或采取物理力学性质试验样品, 并用以检查砂钻质量。

2) 地下开采探矿手段

地下开采生产探矿手段, 主要为坑探和坑内钻探。由于坑内钻探施工方便、灵活、可沿 $0^\circ \sim 360^\circ$ 方向钻进, 而被广泛应用, 除用于代替坑道进行探矿外, 并可用于指导坑道掘进。

(1) 坑探: 控制矿体走向变化多采用穿脉坑道, 薄矿体(脉)多用沿脉(脉内)坑道。控制矿体沿倾向变化, 多采用天井、上山或副穿, 见图 1-7-15、图 1-7-16。

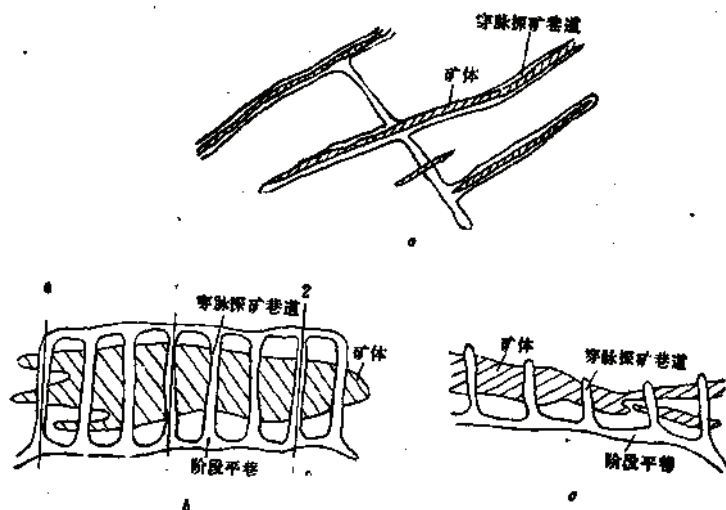


图 1-7-15 控制矿体走向变化坑探工程布置图

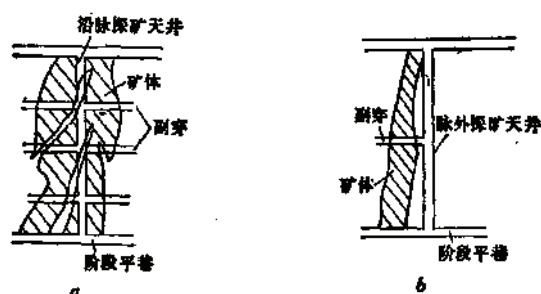


图 1-7-16 控制矿体倾向变化坑探工程布置图

a—厚矿体、形态复杂或品位变化大的探矿工程布置图

b—薄矿体、形态简单或品位变化不大的探矿工程布置图

(2) 坑内钻探：在脉外阶段平巷中，向上、向下或水平钻孔布置，见图 1-7-17、图 1-7-18。

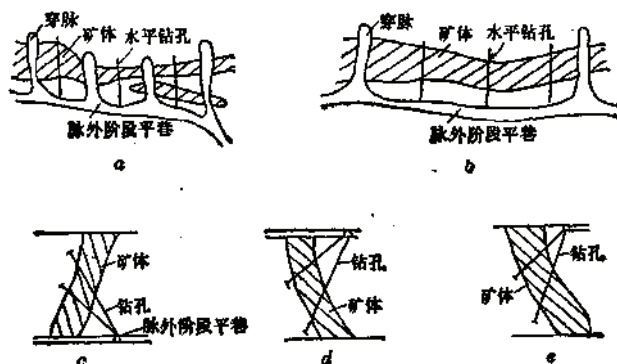


图 1-7-17 在脉外阶段平巷中钻孔布置图

a, b——平面布置图；c, d, e——剖面布置图

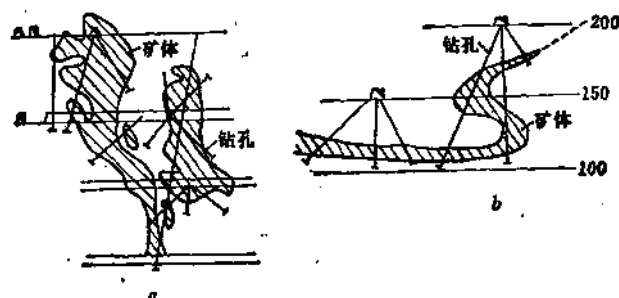


图 1-7-18 复杂矿体钻孔布置图

在穿脉平巷中布置钻孔，见图 1-7-19。

在探矿天井中布置钻孔，见图 1-7-20。

(3) 使用采矿钻孔设备打孔取粉探矿；当矿体距离工作面不远时，可利用采矿爆破孔进行探矿（取矿粉），其布置形式见图 1-7-21、图 1-7-22。

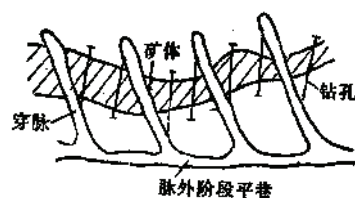


图 1-7-19 在穿脉平巷中钻孔布置图

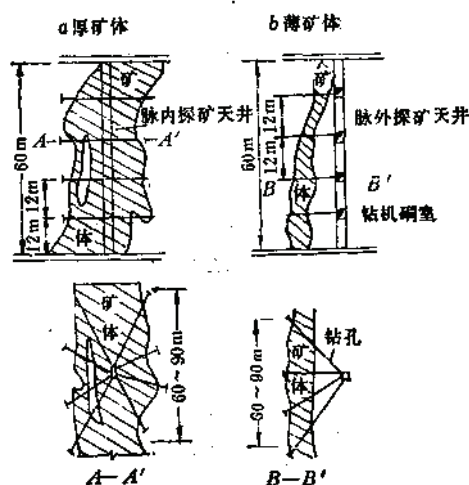


图 1-7-20 在探矿天井中钻孔布置图



图 1-7-21 用爆破孔对采场壁探矿图

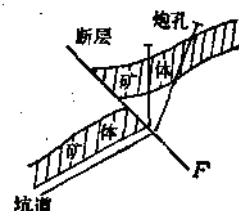


图 1-7-22 用爆破孔寻找断层矿体示意图

2. 探矿工程间距

生产探矿工程间距，根据矿床地质特征、开采方式、采矿方法以及地质勘探采用的工程间距等因素确定。露天开采矿床，矿体揭露较好，可根据矿床的地质条件，在地质勘探工程间距基础上进行加密。地下开采矿床除应考虑地质勘探工程间距外，应尽量使生产工程与开采巷道间距成倍数关系，以便于开采利用，其工程间距一般比露天开采矿床密。

我国部分生产矿山的生产探矿工程间距见表 1-7-1、表 1-7-2。

7.3.1.3 生产探矿工程量计算

1. 探矿工程量

生产探矿工程量一般有以下几种计算方法：

1) 按矿山开采量或开采面积计算

$$T = \frac{\text{矿石年产量}(t)}{\text{每个工程所控制的矿量}(t)} \quad (1-7-4)$$

$$T = \frac{\text{矿山年开采总面积}(m^2)}{\text{每个工程所控制的面积}(m^2)} \quad (1-7-5)$$

式中 T ——每年探矿工程数。

将每年探矿工程数乘以工程平均进尺，即为年探矿工程量。计算公式中的工程控制矿量和工程控制面积，可根据工程间距计算确定。

2) 按开采矿房数计算

$$T = A \times E \quad (1-7-6)$$

式中 A ——每个矿房布置的探矿工程量， m ；

E ——年开采矿房数。

每个矿房所布置的探矿工程量，按不同采矿方法的标准矿房进行统计，并按能为开采利用和不能为开采利用的工程量、坑探和钻探工程量分别统计。

3) 按探矿比计算

$$T = Q \times K \quad (1-7-7)$$

或
$$T = \frac{A}{Q_1} \times Q \quad (1-7-8)$$

式中 Q ——矿石年产量， $10^3 t$ ；

K ——探矿比， $m/10^3 t$ ；

A ——每个矿房布置的探矿工程量， m ；

Q_1 ——每个矿房的矿石量， $10^3 t$ 。

探矿比为采掘千吨矿石的探矿工程量，可参考类似生产矿山确定。一般大中型简单矿床探矿比为0.2~0.3、大中型复杂矿床为0.4~0.5、小型矿床为0.5~0.6。

以上各种方法所计算的探矿工程量，均为每年正常条件下的工程量，由于矿床地质因素变化的影响，尚应考虑1.1~1.3不均匀系数。用于“探边”、“摸底”及探找盲矿体的工程量，应另行计算，一般为正常探矿工程量的20~30%。

2. 取样、化验工作量

1) 取样工作量

取样工作量一般按下列公式计算：

$$T = \frac{H}{h} \quad (1-7-9)$$

式中 H ——探矿工程切穿矿体总长度， m ；

h ——单样取样长度， m 。

取样长度可参考地质勘探的取样长度确定。计算坑道取样工作量时，上式计算结果为坑道单壁取样的样品数量，如为双壁取样则样品数量应加倍计算。

2) 化验工作量

化验工作量根据样品数量、化验种类和化验分析项目等因素确定。一般矿山的化验种类为基本分析和组合分析。矿石中 useful、有害组分复杂或某些组分尚未查明，则应进行全分析。生产探矿全部样品均需进行基本分析，全部基本分析样品应按工程、矿体、矿石类

型、品级分别组合进行组合分析,组合分析样品的数量一般为基本分样品总数的10~20%。全分析样每年约5~10件。基本分析应进行10%的内部检查分析和5%的外部检查分析。

各类化验分析项目,根据矿石中有用、有害组分的赋存特征、工业价值及选冶工艺要求,参照有关规范规定,详见表1-7-3。

3. 岩矿鉴定工作量

当矿石物质组分复杂,为进一步查明矿物赋存状态、共生组合关系、查明矿化规律等,需进行岩矿鉴定。其工作量一般为每年100~200件。

7.3.2 开采取样设计

矿山开采取样的目的,是进一步查明矿体边界、夹石分布、矿石质量和储量,为矿山生产编制月、旬采掘计划,为计算开采贫化率和损失率提供可靠地质资料,以保证矿山正常、均衡生产,并为选厂和用户提供成品矿石品位等数据。开采取样一般分为采场取样和采下矿石取样。

7.3.2.1 采场取样

采场取样主要是为了进一步确定矿体边界和掌握矿石质量变化,以指导采掘工作和有效地进行开采矿石的质量和储量管理。采场取样方法决定于开采方式和采矿方法。

1. 露天采场取样

露天采场取样一般在开采平台上利用采矿爆破孔进行,矿体形态、产状和矿石质量复杂时,尚需在生产工作面进行拣块或剥层、刻槽或刻线取样。取样的间距根据矿、岩界线规则程度以及矿石质量稳定程度确定。

爆破孔取样即采取穿孔时排出的矿粉(浆)。地质条件复杂的矿床,需在爆破孔中分段取样,分段长度一般为2~4m,取样间距一般为5~7×7~8m。地质条件简单的矿床,可间隔1~2个爆破孔取样,且可不分段,取样间距一般为10~20×15~25m。爆破孔取样见图1-7-23。

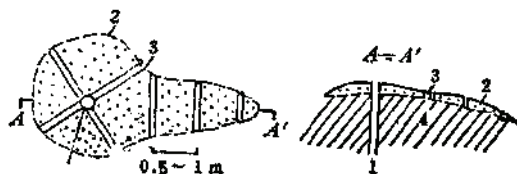


图1-7-23 爆破孔取样示意图

1—爆破孔; 2—矿粉堆积范围; 3—采样沟; 4—矿体

生产工作面拣块、刻槽、刻线取样的线距,一般为10~20m,代表1~2个开采阶段,刻槽规格一般为10×5cm或5×3cm。

2. 地下开采采场取样

地下开采采场取样,一般在回采巷道和回采工作面进行或利用采矿爆破孔取矿粉。

1) 回采巷道取样

通常在坑道一壁用刻槽法、刻线法或网格打块法采取样品,当坑道未截穿矿体时,需

配合凿岩机打眼采用矿粉样。取样间距视矿体复杂程度而定，一般为5~20m。

2) 采场工作面取样

因采矿方法不同，采场工作面的取样方法和取样位置也不同。采用浅孔留矿法、充填法和全面法开采时，在采场工作面用刻槽法、刻线法或网格打块法取样，取样网度一般为5~10×5~10m。采用深孔留矿法时，利用爆破孔取矿粉样，取样网度视爆破孔布置而定。采用分层崩落法和分段崩落法时，多在分层或分段巷道的进路中，用刻槽法、刻线法或打块法取样，取样间距一般为5~10m。

我国部分生产矿山的开采取样方法和间距见表1-7-11。

3. 采场取样工作量和化验工作量计算

(1) 采场取样工作量一般按下列公式计算

$$T = \frac{Q}{q} \quad (1-7-10)$$

式中 T ——年取样工作量，件；

Q ——矿石年产量，t；

q ——每个样品代表的矿石量，t。

每个样品代表的矿石量取决于矿体复杂程度、采矿方法、取样间距和取样长度等因素，一般为100~500t，详见表1-7-11。

(2) 采场取样化验工作量计算，与生产探矿工程取样的化验工作量计算相同。

7.3.2.2 采下矿石取样

为了掌握采下矿石质量，满足选冶工艺对矿石质量的要求，并为贫化、损失计算提供依据，需对采下矿石进行取样。一般有爆破堆矿石取样、放矿漏斗取样、运矿汽车或小矿车取样，有时尚进行外运汽车或火车取样。

1. 取样方法

(1) 爆破堆矿石取样是在采场爆破后的矿石堆上，用方格网拣块法取样。方格网的大小视爆破堆体积大小和矿石质量均匀程度而定，一般为1×1m或2×2m。矿石质量均匀时，可在装矿前取样，否则需在装矿过程中每隔一定时间取样一次，然后三班或每班合为一个样。

(2) 放矿漏斗取样是在放矿漏斗处，当放矿至一定车数时或一定时间以后进行拣块取样。按规定车数或规定时间内所取样品合并成一个样，以掌握每班或每昼夜从采场或贮矿仓放出矿石的质量。

(3) 矿车取样分为运矿汽车、小矿车以及外运火车取样。前者是为了鉴定各采区、矿段、阶段采出矿石的质量；后者是为了鉴定矿山外运成品矿石的质量。上述取样是在车厢内均匀布置一定数量的取样点进行拣块。矿石质量变化不大时，可隔一个车厢或几个车厢取样；矿石质量较大时，则每个车厢均应取样，将一定车数或一定时间内所取试样合并为一个样品，每个样品约20~30kg。

2. 取样数量计算

采下矿石年取样工作量，按每个工班取样工作量或每个样品代表的矿石量进行计算，其公式于下：

我国部分矿山开采取样实例表

表 1-7-11

开 采 方 式	矿 山 名 称	采 场 取 样	采下矿石取样
1	2	3	4
露天开采	大孤山铁矿	(1) 平台槽探用刻线法取样, 样长 4m, 样重 2kg (2) 爆破孔矿粉取样, 在每个孔的矿粉堆上进行, 每堆取 6~8 个点, 样重 0.5~0.6kg。采样间隔为: 磁铁矿隔孔取样, 间隔 12m, 赤铁矿每孔取样, 间隔 6m	
	东鞍山铁矿	爆破孔矿粉取样, 样重 1kg, 爆破孔间隔 6m, 每孔均取样, 一个样代表原矿石 2000~2500t	
	南芬铁矿	爆破孔矿粉取样, 隔孔取样, 隔 1~2 个孔取样一个, 样重 2kg	
	攀枝华铁矿	爆破孔矿粉取样, 隔孔取样一个, 间距为 20×12m	破碎前在火车厢用 8 点法取样, 一列车合为一个样品
	大冶铁矿	爆破孔矿粉取样, 每孔均取样	成品矿在火车厢内用 5~7 点法取样, 样重 2~3kg, 一列车合为一个样品, 代表矿石 300~400t
	海南铁矿	铁矿在探槽和工作面上进行点线法取样, 点距 10~20cm, 样长 2m。铜、钴矿则用刻槽法取样	成品矿在火车厢内用 5 点法取样, 一列车合为一个样品, 样重 10kg, 代表矿石量 710t
	青山怀菱铁矿	(1) 平台槽探中用连续刻槽法取样, 样长 3~4m, 样重 2~2.5kg。 (2) 爆破孔矿粉取样, 每孔均取, 间隔 5~6m	(1) 爆破堆矿石用方格法取样, 方格网为 1×1m (2) 成品矿在火车厢内用 9 点法取样, 每列车合为一个样
	金堆城钼矿	用 5 点法进行爆破孔矿泥取样, 一个样代表 1500~2000t	
	松栉卯钨矿	(1) 工作面用刻槽法取样, 样槽规格 10×5cm, 一个样代表矿量 200t (2) 爆破孔多点取样后, 合并成一个样, 代表矿量 1000~2000t	(1) 爆破堆矿石用方格法取样, 一个样代表矿量 1500t (2) 矿车内用 5 点法拣块, 一个样代表矿量 10t
	三道庄钨矿	工作面用拣块法取样, 一个样代表矿量 250~300t	爆破堆矿石取样, 一个样代表矿量 25t
采	沙坝土磷矿	在工作面上用 2×2m 的网格拣块取样, 一个班二个样, 每个样代表矿量 500~700t	(1) 爆破堆矿石上用 5×5m 的网格进行拣块取样 (2) 商品矿在火车厢内用 5 点法拣块取样, 每列车合为一个样

续表

开采方式	矿山名称	采 场 取 样	井下矿石取样
1	2	3	4
露天开采	南堡石墨矿	在平台坡面上,分上、中、下三层取样,每米4~5点,每点取样0.5kg,整个工作面合为一个样,代表原矿量500~1000t	(1)爆破堆矿石用拣块法取样,每班采取20个点,每点约0.1kg,合为一个样,代表原矿量500~1000t (2)卸矿点按不同出矿地点分别隔2车取样一次,每次采2~3点,每点约0.1kg,一个样代表原矿量500t
	明城石灰石矿	在工作面进行割槽取样,割槽规格为5×3cm,样长2~4m	(1)爆破堆矿石分区进行拣块法取样,每区取样一个 (2)成品矿在火车厢内定点拣块取样,每列车合为一个样,代表矿石量1200t
	东山石灰石矿	爆破孔矿粉取样,每个孔取样一件,代表矿石量600t	成品矿在火车厢内取,每列车合为一个样
	东安石灰石矿	在同一次爆破的所有炮孔中,各取矿粉0.25kg,合并为一个样,代表矿石量1000~1700t	(1)爆破堆矿石用网格式法取样,网格式规格为5~10×5m,一个样代表300~600t (2)在矿车上用网格式法取样,每列车合为一个样,代表矿量30~60t (3)成品矿在运输皮带上均匀拣块取样,一个班组合为一个样,代表原矿量150~300t
	歌乐山石灰石矿	爆破孔矿粉取样,每孔均取样10~15×4~4.5m ² 范围内的钻孔矿粉组合成一个样,样重3~5kg,代表矿量6000~10000t	在索道起点站矿斗内取样,每斗取一点,重0.3kg,10个斗的矿样合成为一个样,代表矿量560t
	把关河石灰石矿	在采场内布置36条,勘探线,间距20~70cm,凡线上或线附近的爆破孔均进行矿粉取样,每个孔自孔口向下在2m、8m、14m处取样	成品矿在火车厢内用5点法取样,每点取二矿,每隔三个车厢取样一次
	小南海白云石矿	爆破孔矿粉取样,每10m为一个样,代表矿量1200t。如地质条件变化,用拣块法再取一定试样	(1)爆破堆矿石用拣块法取样 (2)矿车中每车取一点,一班合为一个样
	湘乡白云石矿	爆破孔矿粉取样,每孔均取,网度为10×10mm	(1)在粗碎后皮带上定时定点取样,两班合并为一个样,样重20kg,代表矿量8000t (2)在成品堆上按1×1m网度拣块取样,每个样取30~50个点,样重20kg,代表矿量200t
地下开采	弓长岭铁矿	划线法取样,富矿样长2m,贫矿样长4m,取样间距10~5×10~36m	成品矿在火车厢内取样,一列车合为一个样,样重10~50kg,代表矿量500~1000t

续表

开采方式	矿山名称	采 样 取 样	采下矿石取样
1	2	3	4
地 下 开 采	大庙铁矿	刻槽法取样, 样长2m, 刻槽规格3×2cm	爆破堆矿石用拣块法取样, 每班一个样商品样在火车厢内用5点法采取, 样重25~30kg, 样品加工后同一列车的试样合并为一个样送化验室
	龙烟铁矿	坑道中用刻槽取样, 取样间距为: 沿走向30~60m, 沿倾向50~60m。刻槽规格为3×2cm	(1) 爆破堆矿石用拣块法取样 (2) 矿石出露后在车厢内用5点法取样, 五个车厢的样品合并为一个样 (3) 成品矿取样的在每列火车前、中、后三个车厢内用8点法采取, 三个试样分别化验计算其平均值, 代表矿量600~800t
	符山铁矿	打块法取样, 每0.2m打一块, 每块重0.5kg, 2m合为一个样, 打块网度为20×10m	(1) 爆破堆矿石用拣块法取样, 隔日取一次, 每次取一个样 (2) 在坑内小矿车内用一点法取样, 每班样品合并为一个 (3) 商品矿在火车厢内用8点法采取, 每点取样1kg, 隔车取样一个, 10个车厢(包括未取车车厢)合并为一个样
	梅山铁矿	连续打块法取样, 一般为一条线连续打块, 矿体变化大时, 2~3条线打块, 样长2~3m	(1) 装矿时在装矿机上取样, 每车取一个样, 50车合并为一个, 立即在井下用萤光仪分析 (2) 矿石破碎后在运输皮带上取样, 每个样代表矿量27t (3) 成品矿在火车厢内用5点法取样, 10个车厢合为一个样代表矿量600~800t
	凤凰山铁矿	刻槽法取样, 取样间距8~16m, 样长2m, 刻槽规格10×8cm	(1) 出露矿车三车中一车取样, 用3点采取, 每班合为一个样, 用萤光仪分析全铁含量 (2) 成品矿在火车厢内用8点法采取, 每列车合并为一个样, 代表矿量500t
	莱江铁矿	刻槽法取样, 取样间距10~20m, 刻槽规格5×3cm	
	八街铁矿	巷道用刻槽法或点线法取样, 样长2m。工作面用打块取样, 每月一次	(1) 坑内在矿车厢中用3点法采取, 每一工作面所取样品合并为一个样 (2) 成品矿在火车厢内取样, 每个样代表矿量200~500t
	新顶山锰矿	巷道用刻槽法取样, 取样间距为25m, 取样长度1m。工作面用刻槽取样, 取样网度为25×25m, 取样长度1m, 刻槽规格为10×5cm	(1) 爆破堆矿石用拣块法取样, 取样网度为1×1m或2×2m, 每点取样重量0.25kg, 每班合为一个样, 代表矿量60 (2) 成品矿取样同上

续表

开采方式	矿山名称	采场取样	采下矿石取样
1	2	3	4
地下开采	华铜铜矿	用小中段崩落法采矿, 采场取样为爆破孔采矿粉, 取样网度为4~6×10m (取样间距×层高), 每孔取样一个	
	中条山南和沟铜矿	留矿法采矿, 在工作面用刻槽法取样, 取样间距10~12m, 样长1m, 刻槽规格10×3cm	
	河北铜矿	留矿法采矿时, 在工作面用打块法取样, 取样间距4~6m。小中段崩落法采矿时, 利用爆破孔取矿粉, 取样网度为4~6×10m, 爆破孔中2m一个样	
	狮子山铜矿	留矿法及留矿房柱法采矿, 在工作面用刻槽法取样, 分层法及阶段矿房法采矿则利用爆破孔取矿粉。取样网度为4×6m, 取样长度2m	
	平水铜矿	留矿法采矿时, 在工作面用刻槽法取样。分段崩落法采矿时则在分段巷道穿脉中用刻槽法取样。取样网度为5×8×10m, 样长1~2m, 刻槽规格5×3cm	
	大厂锡矿	巷道中用刻槽法取样, 取样网度为10×12.5m, 取样长度1m, 刻槽规格5~10×3cm	
	杨家杖子钼矿	刻槽法取样, 用留矿法采矿时, 在工作面上取样, 取样间距4~8m, 取样长度1m, 刻槽规格10×5cm。用小中段崩落法采矿时, 在分段穿脉中取样	
	复州湾粘土矿	刻槽法取样, 取样间距20m, 样长0.5m, 刻槽规格4×5cm	成品矿在火车厢内取样, 5个车厢合成一个样代表矿量300t
	焦作粘土矿	刻槽法取样, 取样间距5m, 样长0.5~0.7m, 刻槽规格10×5cm。另外用打眼法和小浅井查明矿体边界	同上
	古冶矾土矿	坑道用点线法打块取样, 取样间距40m, 样长1~1.5m。工作面每隔40~50m用打块法取样一次	成品矿在火车厢内取样, 每件样量3~5kg

$$T = D \times N \times W \quad (1-7-11)$$

式中 T ——年取样工作量, 件; D ——年工作日, 天; N ——每日工班数, 班; W ——每班取样工作量, 件

$$\text{或} \quad T = \frac{Q}{q} \quad (1-7-12)$$

式中 T ——年取样工作量, 件; Q ——矿石年产量, t; q ——每个样品代表的矿石量, t。

上列算式计算结果为正常情况的取样工作量,考虑到有关条件变化,尚需乘以1.1~1.3不均匀系数。每个样品代表的矿石量与采场取样相同。

3. 样品化验项目

采下矿石一般只进行基本分析,分析项目根据矿石质量要求的主要组份确定。

7.3.3 矿山地质、测量的设备、仪器和人员配置

7.3.3.1 地质设备、测量仪器配置

1. 钻探和取样设备

1) 钻机

生产矿山配置的钻机以浅孔钻为主,所需钻机数量可按式计算:

$$X = \frac{T}{DMPk} K \quad (1-7-13)$$

式中 X ——钻机数量,台;

T ——年钻探工作量, m;

D ——年钻探工作日,天;

M ——日工作班制,班;

P ——台班效率, m;

k ——不均匀系数;

K ——备用系数。

年钻探工作日一般为200~250天,不均匀系数露天开采一般为0.6~0.7、地下开采一般为0.5~0.6,备用系数当钻探工程量小时为1.2~2、钻探工程量大时为1.2~1.5。

钻机配置也可参考类似生产矿山经验,按表1-7-12选取。

钻机数量配置参考表

表 1-7-12

矿 山 类 别		钻 机 数 量 (台)	
		100m 以下钻机	200~500m 钻机
露天开采	大、中型矿山	2~3	1~2
	小型矿山	1	—
地下开采	大、中型矿山	2~4	1~2
	小型矿山	1~2	—

2) 刻槽取样机

根据刻槽工作量大小,一般可配置2~4台风动刻槽取样机。

2. 测量仪器

在矿山生产过程中,测量工作主要任务是:

(1)按国家三、四等三角网和三、四等水准网的要求,建立或补充矿区地面控制网,作为矿区范围内各项测量工作的基础。

(2) 矿区大比例测量和地面建筑工程测量。

(3) 在地面基本控制网基础上进一步加密测量, 建立符合精度要求的露天采场工作控制网, 作为日常测量工作的依据。

(4) 为了正确指导地下采掘工程施工和测制各种平、剖面图, 必须根据采掘工程的进展建立起一定精度的井下平面控制网和高程控制网。

(5) 生产过程中应进行日常测量工作, 一般包括生产探矿工程和采矿爆破孔的定位测量; 剖面测绘; 各项掘进工程的位置、方向、坡度测量; 回采工作面的边界测量; 岩石移动或露天边坡稳定性的定期监控观测, 以及其它指导生产的测量工作等。

矿山各种测量仪器配置应根据矿山生产规模、开采方式、采区分散程度以及矿山机械化程度等确定, 一般可参考表 1-7-13。

测量仪器配置参考表

表 1-7-13

矿 山 类 别			仪 器 数 量 (台)				
			经 纬 仪		水 准 仪		大平板仪
			精密型	普通型	精密型	普通型	普通型
露天开采	大型	复杂	2~3	6 个工作面配	2	2 个测量组	1
		一般	1~2	一台	1	配一台	1
	中小型	复杂	1~2	8~10 个工作	2	同上	1
		一般	1	面配一台	1		1
地下开采	大型	复杂	2~4	5 个工作面配	2~3	同上	1
		一般	1~2	一台	1~2		1
	中小型	复杂	1~2	8 个工作面配	1~2	同上	1
		一般	—	一台	—		1

精密仪器中的经纬仪, 是指精度 $0.7''$ 、 $2''$ 、 $6''$ 级; 水准仪是一级水准仪(S_1)。普通型仪器中的经纬仪是指精度 $15''$ 、 $20''$ 、 $30''$ 、 $60''$ 级, 水准仪是指精度低于一级的水准仪。各种测量仪器规格型号详见本卷常用资料附录 I。

3. 其它仪器

为进行地质素描, 绘制地形图、地质图; 分析、统计矿石质量和计算储量, 尚需配备一定数量的罗盘仪、直角座标仪、缩放仪、求积仪、照像机、复印机、微型计算机等, 其数量根据矿山具体情况确定。此外, 根据矿山具体条件和实际需要, 某些矿山尚需配置包括主机、打印机、绘图机和数字化仪在内的全套矿山地质微机工作站。

7.3.3.2 地质测量人员配置

矿山地质、测量人员配置, 主要根据矿山规模、地测工作量、采区分散程度、工作制度等确定。一般可参考表 1-7-14。

冶金工业部于 1980 年 12 月颁布的《冶金企业劳动定员定额标准》(试行)中, 关于测量、取样和钻探工人定额指标为:

地测人员配置参考表

表 1-7-14

矿山类别		地质技术人员	测量技术人员	地质工人	测量工人	钻探工人	取样工人	绘图员	合 计
露天开采	大型	6~8	5~7	3	9	10~15	6~8	2~3	41~53
	中型	3~6	3~5	2	6	8~10	4~6	1~2	27~37
	小型	2~3	2~3	1	2~4	3~5	2~4	1	13~21
地下开采	大型	8~12	6~8	3~4	10~14	8~10	10~15	2~3	47~66
	中型	4~8	4~6	3	6~10	8~10	5~8	1~2	31~47
	小型	3~4	3~4	1	4~6	4~6	2~3	1	18~25

注：表内不包括行政人员。

(1) 测量工人：露天开采年采剥量 >1000 万t为9人，年采剥量 <1000 万t为6人；地下开采按年采矿量每5万t1人计算，中深孔采矿法按年产量15万t1人计算。

(2) 取样工人：露天开采爆破孔取样工人，按穿孔设备台数计算，每二台为1人；刻槽取样工人按每人每天2m计算，地下开采按每人每天1m计算。

(3) 钻探工人：露天开采汽车钻机每班5人，地下开采坑内钻机每班2~3人。

第八章 矿山化验室与岩矿鉴定室设计

编写单位 化工矿山设计研究院

长沙有色冶金设计研究院

沈阳铝镁设计研究院

编写人 李新文 陈遇源 王思孚

8.1 矿山化验室设计

8.1.1 矿山化验室的任务

建有选矿厂的矿山，均相应建有综合化验室，矿山生产地质所取的矿样，均送往综合化验室进行分析。但在采出矿石即为商品矿石（如铝土矿、某些化工和非金属矿）的矿山或采场、坑口远离选矿厂的矿山，应单独建立矿山化验室。

矿山化验室的基本任务是承担生产探矿取样、开采取样、商品矿石取样及内部检查样的分析化验工作，有时还承担环境保护监测样、生活用水样的分析化验。

矿山化验室的分析项目以基本分析为主，必要时需进行组合分析、全分析和水质分析等。

8.1.2 矿山化验室设计的基本要求

8.1.2.1 矿山化验室设计的资料依据

进行矿山化验室设计时，必须有下列资料作为依据：

- (1) 矿石性质、产品质量要求、矿山规模等资料；
- (2) 生产探矿取样、开采取样、商品矿石取样、内部检查样及其它项目等的取样工作量；
- (3) 分析项目资料，如基本分析、组合分析、物相分析、全分析、水质分析及其它分析项目等；

(4) 矿山生产对化验的时间要求；

(5) 化学分析允许偶然误差的规定。

8.1.2.2 矿山化验室设计的主要内容

矿山化验室设计的主要内容是：

- (1) 确定化验室的工作任务和工作量；
- (2) 确定化验室的化验方法；
- (3) 确定化验室的工艺配置；
- (4) 确定化验室的仪器设备；
- (5) 确定对化验室辅助设施的设计要求；

- (6) 确定化验室工作制度及人员编制;
- (7) 编制概算;
- (8) 编写化验室设计说明书。

8.1.3 矿山化验室设计的编制

8.1.3.1 化验任务和工作量的确定

矿山化验室的任务和工作量,与矿山种类、生产规模、矿床复杂程度、矿石类型、质量变化及矿物成分等因素密切相关,其直接因素是取样的种类和数量以及样品分析的种类和项目。一般矿山生产取样的种类及要求见表1-8-1。

生产矿山化学定量分析主要种类及分析要求见表1-8-2。

取样种类及要求

表1-8-1

取样种类	取 样 要 求
生产探矿取样	见本篇第七章
开采取样	包括采场取样、爆破堆取样、放矿漏斗取样、矿车取样,详见本篇第七章
商品检查样	按每日运出的商品矿石的批数取样
内部检查样	一般抽取基本分析副样10%

注:表中未列的其它样品,由于每年的数量少,一般在计算工作量时,不予考虑。

化学定量分析主要种类及要求

表1-8-2

种 类	分 析 项 目	作 用	要 求
1	2	3	4
基本分析	主要有益、有害组分	是圈定矿体、划分矿石类型和品位、计算、储量与质量指导矿山生产的主要依据	每个样品都要求做基本分析(亦名普通分析)
组合分析	具综合利用的有益组分,影响矿石选、冶性能的有害组分	了解可综合利用组分及主要有害组份的含量及分布情况并计算储量	一般由几个或十几个基本分析的副样按长度比例组合而成
全 分 析	全部元素及组分	全面了解各类型、品位矿石化学成分,对矿石和围岩作深入的研究	可利用组合分析副样或单独采集,每种矿石类型做1~2个或按年做10~15个样

一部分非金属矿产如石棉、白云母等系以物理性能确定其工业价值,只需很少量的化学全分析了解其化学成份。

各种化学分析的元素数量与其相应的年取样工作量之乘积累加值即为全年的化验工作量。

8.1.3.2 矿山化验室的分析方法的选择

根据分析原理和操作方法,矿山化验室的分析方法可分为化学分析法和仪器分析法两类。

1. 化学分析法

根据其任务不同可分为定性和定量分析。生产矿山大量的分析工作是定量分析。定量分析是利用化学反应生成物的难溶性、难离解性和挥发性等特点,以及消耗试剂的量来确定被测组份的含量。定量分析法的种类和适用范围,见表1-8-3。

定量分析法种类和适用范围表

表1-8-3

种 类		适 用 范 围
1	2	3
重量法	以沉淀法为主,次之有气化法、电解法、萃取法(气化法亦名挥发法)	主要用于高含量元素的测定和稀有元素的分析(如Si、Ni、W、Co等元素的测定)。还用于仲裁分析和标样分析。由于操作繁琐,故不适用于快速分析,微量成分和大批量试样的测定
定量法(亦名 滴定法)	中和滴定法	操作简便,测定较迅速,准确度较高(相对误差0.1~0.2%)应用很广。通常用于测定高含量或中、低含量(1%以上)组份,适用大批样分析
	氧化还原滴定法	
	络合滴定法	
	沉淀滴定法	

注:1.氧化还原滴定法包括高锰酸钾法、重铬酸钾法、碘量法、溴酸盐法、铈量法等;
2.络合滴定法主要包括EDTA法(EDTA为乙二胺四乙酸二钠的简称);
3.沉淀滴定法主要包括生成银盐沉淀的银量法;
4.重量(法)即质量的习惯称。

各种组份及元素的常用化学分析方法及定额的确定,可参见表1-8-4。

2. 仪器分析法

仪器分析法是以物质的物理和物理化学性质为基础,使用特殊仪器进行测量的分析方法,又称物理和物理化学分析法。

1) 仪器分析法的分类

仪器分析法的分类见表1-8-5。

矿山化验室常用仪器分析法的基本原理和适用性见表1-8-6。

2) 仪器分析法与化学分析法的关系

仪器分析法在岩矿分析中所占的比重,国外为60~70%,国内为40~50%,并且还在不断上升。

仪器分析法速度快,灵敏度高,适用于微量组分的分析,能完成许多化学分析不能解决的分析任务,在生产和科研中已被广泛应用,其中X射线荧光光谱法、中子活化分析法、等离子体——发射光谱法等,国内外都在逐步推广使用。

当前我国一些有色金属采、选、冶联合企业的矿山,如白银厂多金属矿、德兴铜矿、水口山铅锌矿、金川镍(钴)矿等已经使用X射线荧光光谱仪和原子吸收光谱仪。不少大型矿山已经使用原子吸收光谱仪。

由于仪器分析法一般需以化学分析为基础,如处理样品、制作标样、核对结果等,加之仪器分析需要使用精密、昂贵的仪器,特别是大型化、复杂化的精密仪器(如等离子体-发射光谱仪、中子活化分析仪)尚难普遍使用,因此仪器分析法还不能完全取代化学分析法。目前,二者多联合使用,互相配合、互相补充,以达到灵敏、准确、快速、简便

常用组份及元素化学分析方法及定额表

表 1-8-4

组分及元素	分 析 方 法	适用的矿石类型及品位(%)要求	每人工班分析定额 (个)	
			实际指标	推荐定额
1	2	3	4	5
Cu	碘化法; 硫代硫酸钠容量法(或标准法)	>0.2, 铅、锌精矿及铁矿石中铜的测定	21	20~25
	碘化法; 氮氢化氮容量法	>0.5, 铜精矿中铜的测定	25	25~30
	快速碘化法	铁矿石中铜的测定		60~70
	氨性底液极谱法	<0.5, 铅、锌、铜、钼等精矿及铁、锰矿中铜的测定	27	30~40
	铜试剂比色法	0.001~1, 钨、锡精矿中铜的测定		30~40
	比 色 法	铁矿石中铜的测定		50~60
		钨铁矿中铜的测定		5~
		三锰矿石中铜的测定		20~25
Pb	EDTA容量法	>1, 铜、铅、锌、锡、铋等精矿及铁矿石中的铅的测定	25	20~30
	盐酸底液极谱法	<1, 铜、锌、钼精矿及铁矿石中铅的测定	32	40~50
		钨矿石中铅的测定		20~30
	盐酸-柠檬酸底液极谱法	<5, 锡精矿中铅的测定	35	40~
Zn	EDTA容量法	>1, 锌、铜、铅精矿中锌的测定	29	25~30
		铁矿石中锌的测定		15~25
	氨性底液极谱法	<1, 铜、锌精矿及铁矿石中锌的测定	33	40~50
		三锰矿石中锌的测定		30~40
WO ₃	2-羟基喹啉重量法	>4, 钨精矿中钨氧三的测定	13	15~
	辛可宁重量法	钨、锡矿钨氧三的测定	12	15~
	硫氰酸盐比色法	0.02~4, 锡、铋精矿中钨氧三的测定	37	40~
	硝酸氮容量法		10	15~
Mo	钼酸钼重量法	>2.5, 钼精矿中钼的测定	17	15~20
	EDTA容量法		20	30~
	硫氰酸盐比色法	<2.5, 钼精矿中钼的测定	25	20~
Sn	碘量法	锡、钨精矿中锡的测定	23	25~30
	重量法		14	15~20
	铋粉还原容量法	>0.1	38	40~50

续表

组分及元素	分 析 方 法	适用的矿石类型及品位(%)要求	每人工班分析定额(个)	
			实际指标	推荐定额
1	2	3	4	5
Ni	丁二肟比色法	0.1~5	25	25~30
	EDTA容量法	5~98锰矿石、镍精矿等镍的测定	25	25~30
	分离后滴定EDTA法	>40	9	10~
	羟仿草比色法	铁矿石中镍的测定 钒钛铁矿石中镍的测定		15~20 5~
	氧仿比色法	锰矿石中镍的测定		20~30
	镍试剂法	铁矿石中镍的测定		15~25
	极谱法	铁矿石中镍的测定 锰矿石中镍的测定		50~80 30~40
Co	亚氨基——R盐比色法	0.001~1, 铜精矿、三锰矿石中钴的测定 钒钛铁矿石中钴的测定(用铂坩埚) 铁矿石中钴的测定	20	20~25 10~ 30~40
	电位滴定法	3~40,	10	10~
As	单磷酸盐容量法	>0.05	10	10~
	单磷酸盐比色法	0.01~0.5	30	30~
	蒸馏法		23	30~
	氢氧化钠级溶法		25	25~
Hg	硫氰化钾比色法	单一汞矿	50	50~
	二乙基巯基代甲酸纳容量法		50	50~
	蒸馏法	>99.9	10	10~
	铜试剂容量法	朱砂中汞的测定	50	50~
Sb	孔雀绿比色法	0.001~0.5	28	30~40
	溴酸钾、铈量、碘量法	>3	20	25~30
Bi	EDTA容量法	>1		
	砷钼比色法	0.005~0.5		
Au	孔雀绿比色法	>0.05g/t	18	20~
	火法试金(重量法)	>5g/t	12	15~
	湿法试金——活性炭吸附碘量法		19	20~30
Ag	火法试金分离——重量法	<0.00x	8	8~
	双硫脲比色法	0.00x~1	6	6~
	湿法分离后KCNS沉淀法	高含量	5	5~

续表

组分及元素	分 析 方 法	适用的矿石类型及品位(%)要求	每人工班分析定额 (个)	
			实际指标	推荐定额
1	2	3	4	5
Fe	重铬酸钾容量法	>0.5、全铁可溶性铁、氧化亚铁的测定	50	50~
	钼量法	含钼高的矿样中铁的测定石灰石、粘土、菱铁矿、硅酸盐中铁的测定		
	EDTA容量法		33	40~
	高锰酸钾法	全铁易熔铁、钒铁、磷铁矿、不溶于酸的硅酸盐	20	20~
	盐酸氟化物重铬酸钾容量法			60~70
	快速法——硫酸磷酸盐	含黄铁矿较高、含铜小于1%的难熔矿全铁的测定		60~70
	半熔法——碱溶	全铁、含有硅酸盐或硫酸盐黄铁矿含量低的难熔矿		50~60
	分离法	Cu>3%的全铁测定		30~40
	盐酸氟化物重铬酸钾容量法	铁矿中硫铁的测定		70~80
	重铬酸钾容量法	铁矿石中锰铁的测定		20~30
	重铬酸钾容量法	三锰矿石中铁的测定		40~50
	过氧化钠熔样重铬酸钾容量法	钒铁铁矿中全铁的测定		20~30
	盐酸氟化钠重铬酸钾容量法	钒铁铁矿石中硫铁的测定		30~
Mn	高锰酸钾(或过碘酸钾)比色法	0.005~1, 白钨矿、黑色金属及其它矿石中锰的测定	20	20~
	硫酸亚铁铈比色法	黑钨矿中锰的测定	20	20~
	过硫酸亚铁容量法	铁矿石中锰的测定	20	20~
	比色法	锰矿中锰的测定		30~40
	硝酸铈法			30~40
	硫酸亚铁铈容量法	1~2以上黑钨矿中锰的测定	20	20~
S	容量法		18	20~
	燃烧—碘量法	0.01~5硫的测定 0.1~50硫的测定 } 有效硫	20	20~
	燃烧中和法			25~30
	燃烧法(S或SO ₂)	铁、锰、石灰石矿中硫的测定或易熔粘土SO ₂ 的测定		89~90
	硫酸钡重量法	钒铁铁矿中硫的测定		50~60
		铁矿中硫的测定		10~15
	半熔重量法	锰矿中硫的测定		5~10

续表

组分及元素	分 析 方 法	适用的矿石类型及品位(%)要求	每人工班分析定额 (个)	
			实际指标	推荐定额
1	2	3	4	5
P	磷钼钒酸比色法	铁矿石中磷的测定 铁及锰矿石中磷的测定	23	25~
	磷钼钒酸容量法			40~50
	磷钼钒比色法			40~50
F	蒸馏法			20~30
C	燃烧法	有色金属矿石中碳的测定	25	25~
		铁矿石中碳的测定		70~80
Cu+Fe	容量法同杯连测		30	30~40
Pb+Zn	极谱法		40	30~
	容量法		<10	10~
Cu+Ni	丁二肟试剂比色法测	铜镍矿中铜镍的测定(连测)	25个杯50	50~
	镍、BCO比色测铜	铜镍矿中镍的测定(连测)	20个杯40	40~
	容量法, 铜镍均用容量法			
Sb+As	容量法		30	30~
Tb+Nb	纸色层重量法	>0.2, 钽、铌矿(可单测和连测)	20	20~
	焦磷酸钾重量法	钽、铌矿(可单测和连测)	20	20~
	丁基罗丹明B比色法	<0.2, 钽、铌矿(可单测和连测)	20	20~
	氯化磷酸C比色法	钽、铌矿(可单测和连测)	20	20~
Pb+Zn+	EDTA容量法	>1	17	20~
Cu	极谱法	<1	17	20~
Co+Cu+Ni	极谱法联合测定	钴、铜、镍同杯连测		20~30
CuO	物相分析		16	16~20
PbO	物相分析		12	15~
ZnO	物相分析		12	15~
Cu	物相分析	铁矿石中铜物相分析		5~8
Fe	物相分析	铁矿石中铁物相分析		4~5
FeO	重铬酸钾容量法	铁矿石中氧化铁的测定 锰矿石中氧化铁的测定		80~90 30~40
Fe+P+SiO ₂	比色法连续测定	锰矿石中铁、磷、二氧化硅的测定		10~20
Si+Al	重量法、容量法同杯连测		11	12~
Ca+Mg	容量法、容量法同杯连测		20	20~
Si+Fe+Ca	重量法、容量法、容量法同杯连测		14	15~

续表

组分及元素	分 析 方 法	适用的矿石类型及品位(%)要求	每人工班分析定额 (个)	
			实际指标	推荐定额
1	2	3	4	5
SiO ₂	动物胶脱水重量法	>1, 铁矿石中二氧化硅的测定	20	20~30
		铝矿石中二氧化硅的测定		10~20
		石灰石中二氧化硅的测定		15~20
		易熔粘土矿中二氧化硅的测定		10~15
	重量法 硅钼蓝比色法	>1, 钨、钼、铋精矿中二氧化硅的测定	25	30~
		<30, 铁矿石中二氧化硅的测定(用铂坩锅)	45	50~ 30~40
		铝矿石中二氧化硅的测定		20~30
	过氯酸脱水重量法	钨铁铁矿石中二氧化硅的测定		4
	过氧化钠铂蓝比色法	<10, 钨铁铁矿石中二氧化硅的测定(用铁坩锅)		50~60
	比色法	石灰石矿中二氧化硅的测定		20~30
		易熔粘土矿中(要用520型比色计)二氧化硅的测定		40~50
CaF ₂	EDTA容量法	>0.2,	35	40~
	比色法	<0.2,	45	50~
P ₂ O ₅	钼酸铵容量法		30	
	磷酸铋重量法		12	
MgO	原子吸收法			12~15
	磷酸盐重量法			20~30
	EDTA容量法	钨铁铁矿石中氧化镁的测定		30~40 6~8
		铝矿石中氧化镁的测定		20~30
		石灰石, 易熔粘土中氧化镁的测定		40~50
		难熔粘土中氧化镁的测定		10~15
CaO	容量法或EDTA容量法 EDTA法	铁矿石中氧化钙的测定		30~40
		钨铁铁矿石中氧化钙的测定		6~8
		铝矿石中氧化钙的测定		20~30
		石灰石中氧化钙的测定		40~50
	高锰酸钾法	难熔粘土中氧化钙的测定		10~15
		石灰石中氧化钙的测定		10~15
		易熔粘土中氧化钙的测定		60~70

续表

组分及元素	分 析 方 法	适用的矿石类型及品位(%)要求	每人工班分析定额 (个)	
			实际指标	推荐定额
1	2	3	4	5
TiO ₂	硫酸高铁铈容量法(碱溶)	钒钛铁矿中及铁矿中二氧化钛的测定		20~30
	过氧化氢比色法	铁矿石中二氧化钛的测定		20~30
	硫酸钛比色法	钒钛铁矿中二氧化钛的测定		15~20
	比色法	易熔粘土矿		40~50
		难熔粘土矿		10~15
	三氯化铁容量法(磷酸溶样)	钒钛铁矿石中二氧化钛的测定		15~20
Al ₂ O ₃	磷酸铝重量法	铁矿中三氧化二铝的测定		20~30
	EDTA重量法	铁、锰矿石中三氧化铝的测定		25~35
	重量法	钒钛铁矿中三氧化铝的测定		6~8
		石灰石中三氧化二铝的测定		10~15
	EDTA容量法	易熔粘土中三氧化二铝的测定		60~70
		难熔粘土中三氧化二铝的测定		10~15
Cr ₂ O ₃	苯代磷酸基苯钾酸容量法	铁矿石中三氧化二铬的测定		30~40
V ₂ O ₅	硫酸亚铁铈容量法	铁矿石中五氧化二钒的测定		40~50
		钒钛铁矿中五氧化二钒的测定		15~25
BaO	硫酸钡重量法	锰矿石中氧化钡的测定		10~
K ₂ O或 Na ₂ O	火焰光度法	锰铁矿石中氧化钾(钠)的测定		40~50
		易熔粘土矿中氧化钾(钠)的测定		50~60
MnO ₂	草酸钠高锰酸钾容量法	钒钛铁矿中氧化锰的测定		20~30
CaO MgO	EDTA联合测定	铁矿石中、锰矿石中氧化钙(镁)的测定		20~30
		钒钛铁矿中氧化钙(镁)的测定		6~8
		石灰石矿中氧化钙(镁)的测定		35~40
SiO ₂ + CaO	EDTA法与动物胶法联合测定	石灰石中二氧化硅与氧化钙的测定		15~20
Fe ₂ O ₃	比色法	难熔粘土矿中三氧化二铁的测定		10~15
	重铬酸钾容量法	>5, 易熔粘土矿中三氧化二铁的测定		60~70
	比色法	<5,		60~70
Fe ₂ O ₃ Al ₂ O ₃ CaO MgO TiO ₂	联合测定(铂坩埚溶样)			6~3

仪器分析法类型表

表 1-8-5

序号	方法	二分方法	三分方法	备注
1	2	3	4	5
1	光学分析法	原子光谱法	原子发射光谱法	简称光谱分析法, 代号AES
			原子吸收光谱法	亦名原子吸收分光光度法, 代号AAS
			原子荧光光谱法	代号AFS
1	光学分析法	分子光谱法	红外吸收光谱法	亦名红外分光光度法
			可见吸收光谱法	亦名比色法
			紫外吸收光谱法	亦名紫外分光光度法
			荧光光谱法	
			拉曼光谱法	
		X射线光谱法	X射线荧光光谱法	代号XRF
			电子探针X射线显微分析法	简称电子探针
		波谱分析法	核磁共振分析法	代号NMR
			顺磁共振分析法	代号EPR
		等离子体—发射光谱法		代号ICP—AES
2	电化学分析法	电导法	电导分析法	
			电导滴定法	
		电位法	直接电位法	
			电位滴定法	
		库伦分析法 (亦名电量分析法)	控制电位库伦法	
			恒电流库伦法	亦名库伦滴定法
		伏安法和极谱法		
3	放射化学分析法	同位素稀释法		
		放射性滴定法		
		中子活化分析法		代号NAA

注: 1. 除表中所列三大类以外, 还有质谱法、色谱法、热量分析法等。

2. 某些学者将分子光谱法中的分光光度法归入比色法内, 即比色分析法包括目视比色法、光电比色法和分光光度法。

常用仪器分析方法的基本原理表

表 1-8-6

序号	方法名称	基本原理	适用性
1	2	3	4
1	目视比色法	用眼睛观察, 比较溶液颜色深浅程度以确定被测组份含量	操作迅速, 灵敏度高, 仪器简单, 价格低廉。适于分析低含量组份, 准确度稍低, 相对误差通常 1~5%, 但对微量组份已能满足要求
	光电比色法	利用光电效应测量光线通过有色溶液的强度, 求得被测组份含量	
	分光光度法	利用单色器(棱镜或光栅)获得单色光, 用以测定有色溶液对光吸收的能力, 从而求得被测组份含量	
2	极谱法(分为经典、示波、方波、脉冲四种方法)	一种特殊的电解分析法, 利用滴汞电极电解样品, 通过测量电解过程中的电流—电压特性曲线的半波电位及扩散电流进行定性、定量分析	最常用于分析 Cr、Mn、Fe、Co、Ni、Cu、Zn、Cd、In、Tl、Sn、Sb、Pb、As、Bi 等元素。脉冲极谱法还可作痕量分析
3	光谱分析法(代号 AES)	根据元素在高温下产生的特征谱线及其强度进行定性、定量分析	操作迅速, 灵敏度高, 样品用量少。主要用于分析稀土元素及微量多元素连续或同时测定
4	原子吸收分光光度法(代号 AAS)	基于从光源辐射出待测元素的特征辐射线, 通过样品的蒸气时, 被蒸气中待测元素的基本原子所吸收, 根据辐射强度减弱的程度, 求出待测元素含量	高效率。主要用于微量元素分析。可测定 60 多种元素
5	X 射线荧光光谱法(代号 XRF)	利用 X 射线激发试样中元素的特征 X 射线(X 荧光), 再经分光检测出各元素的特征 X 射线的能量和强度, 从而确定元素的种类和含量	快速、准确、操作简单。主要用于常量多元素, 同时测定, 也能测定微量元素。并可成功地分析化学性质极为相似的稀土、铈、钍、铀、钍等元素
6	中子活化分析法(代号 NAA)	用热(快)中子将待测元素轰击成为放射性同位素。在同位素衰变过程中再放射出 γ 射线, 检测该 γ 射线的能量和强度, 即可测出该元素及其含量	灵敏度很高, 可测含量低至 10^{-12} 克的元素, 高含量不受限制。对 Au、Ir、Pd 等灵敏度更高。对稀土元素特别有效, 世界各国已普遍用于分析稀土元素。已能测定 70 多种元素。可进行多元素同时测定。样品为矿浆、矿粉、矿块都可
7	等离子体—发射光谱法(代号 ICP—AES)	电感耦合等离子体—发射光谱法是近代的先进分析技术之一	设备先进、准确、快速。主要分析低含量(ppm—ppb 级), 高含量也能做, 但先要稀释

的分析目的。

8.1.3.3 矿山化验室的工艺配置

矿山化验室一般包括天平间、化学分析间、极谱间、比色间、蒸酸间、标准液间、蒸馏水间、高温间、办公室、贮藏室及通风机房等,各作业间的总体配置和作业间内部配置应有利于仪器设备的保护,有利于保证分析质量。

1. 作业间的配置原则

(1)各作业间应尽量集中布置在同一标高,并设单独的出入口;工作联系比较密切的作业间应靠在一起或就近布置。例如天平间、分析间、干燥——马弗炉间;

(2)应考虑工艺过程的连续性、灵活性、工作方便和互不干扰;

(3)相同性质的设备或仪器应配置在同一房间内;

(4)天平间要求防振、防尘、防潮、防风、防阳光直射、防腐蚀性气体、防强化磁干扰,应布置在朝北方向,窗户朝北开;当具体位置难以满足要求时,应设双层玻璃窗和双层窗帘;

(5)天平间应与化学分析间靠近布置,或者将天平精密仪器置于化学分析间的端部,但应在中间加隔墙,并需对隔墙的门采取密封措施,以防酸、碱的蒸气和其它有害气体对天平精密仪器的侵蚀;

(6)天平间不宜与高温间和有强电磁干扰的房间相邻,并需远离振源;

(7)天平间、比色间、极谱间应避免与化学分析间、蒸酸间相对,以免酸气影响仪器;

(8)需要分析多种元素的化学分析间,一般应按元素性质划分开,以便于操作,避免元素化验时相互干扰;凡有硫的分析,最好单独配置一个房间;

(9)极谱间、比色间要求防潮、防尘、防振、防暴晒,应布置在阴凉位置,并应特别注意防潮。

(10)高温间(烘样间、干燥——马弗炉间)应布置在最边位置,以利通风排气并减少对其它作业间的影响;

(11)药品贮藏与仪器,器皿保管要分别设置房间,以免酸气影响仪器。药品贮藏间最好布置于北侧,以免阳光直射引起室温过高,影响药品质量。有毒药品应放在贮藏间专门的位置。贮藏间应干燥、通风。

(12)有时除了在分析间设置蒸酸柜以外,还另单设蒸酸间;

(13)危险品贮藏间应单独设置在不靠建筑物的地方。

矿山化验室各作业间的具体配置,可参见图1-8-1,图1-8-2。

2. 作业间的配置要求

1) 天平间的配置要求

(1)天平台一般布置在靠近不开窗的墙20~50mm处,以防墙壁振动造成影响。天平台宽约800mm,高约750mm,台面应水平,台板与台座(支座)之间放置隔振材料(如50mm厚的硬橡皮、毛毡等),台层面层通常采用水磨石;

(2)天平间的窗户宜用双层玻璃,并设置窗帘箱,以利防尘和光电天平称量;

(3)天平间应备吸尘器吸尘。天气潮湿时,在其四角需放干燥剂(无水氯化钙、硅胶或石灰。

(4)天平间内不得设置水盆或有任何管道穿过,以免潮湿和管道渗漏、结露或因管道

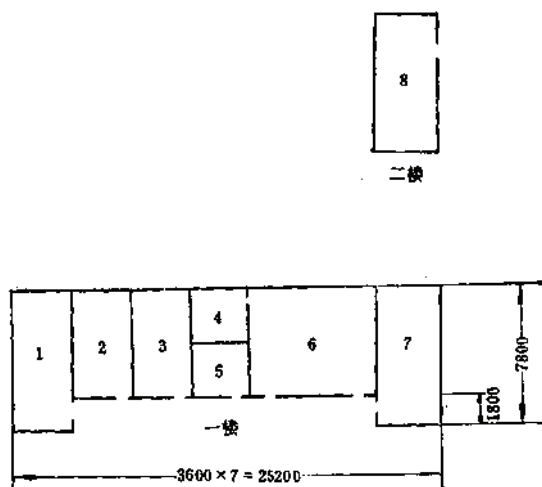


图 1-8-1 矿山化验室平面布置示意图之一

1—贮藏间; 2—办公室; 3—蒸馏水间; 4—化验间; 5—天平、比色间; 6—分析间;
7—高温副样间; 8—通风机房

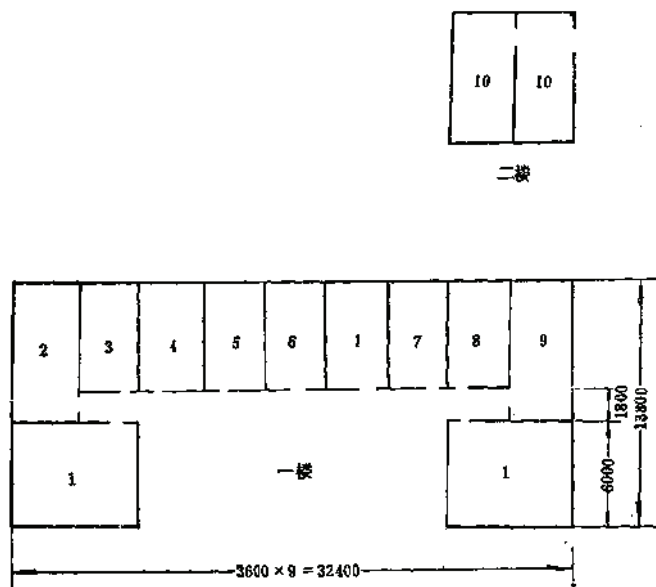


图 1-8-2 矿山化验室平面布置示意图之二

1—分析间; 2—贮藏室; 3—化验间; 4—比色间; 5—办公室; 6—天平间; 7—蒸馏水间; 8—高温间; 9—蒸酸间; 10—通风机房

检修影响天平的使用和维护。

2) 化学分析间的配置要求

(1) 分析台有两种布置形式: 一种是布置在分析间的中心位置, 称为双面分析台, 细

分为岛式和半岛式两类。另一种是靠墙布置,称为单面分析台(亦名靠墙分析台)。一般采用半岛式双面分析台,分析台的长度方向应垂直开窗墙;

(2)分析台的规格要求:双面分析台宽度约1500mm,单面分析台宽度650~850mm。分析台高度800~850mm;分析台单个长度一般为2800mm。

(3)分析台面通常为木结构或钢筋混凝土结构。台面宽度宜稍宽于台下的器皿柜。台板通常采用32mm厚的优质实木木材,忌用水磨石台面。若优质木材来源困难,可在钢筋混凝土板上铺以用环氧树脂等压制的薄板;

(4)分析台下通常设置器皿柜和伸膝凹口,每个分析台可设1~2个伸膝凹口,凹口宽度600~1100mm,高度800mm(台高为850mm)。器皿柜的踢踏部分需往里缩进40mm左右,踏脚高度100~200mm。配用高625mm实验凳;

(5)分析台通常包括洗涤盆、台面滴水盆和台面排水槽。上、下水管紧靠分析台端部。洗涤盆设置于分析台的端部,盆的上边缘高度通常比台面低50mm或再稍低点。一般设1~2个滴水盆;

(6)分析间的走道应直通走廊,以便发生危险时,人员易于疏散;

(7)在不设滴定间的化验室,滴定台最好靠窗设置在分析间内,应尽量靠近水池,同时设置蒸馏水器;

(8)通风柜在分析间内通常靠墙(承重墙)布置,非常年空调的分析间,通风柜应布置在室内气流的“死角”。分析间不大时,不宜面对面地布置两个通风柜。两相邻分析间的通风柜可分别嵌在隔墙内,排风管也可布置在墙内;

(9)分析间的地面坡度,一般为3~10%,并设地漏,以及时排除污水。

3)高温间的配置要求

(1)高温间的工作台一般靠两面墙成平行布置,台板应有足够的强度,通常用水磨石或水泥砂浆面层;

(2)高温炉与恒温箱一般宜分开设置,其中高温炉工作台高850mm,宽600~700mm,恒温箱工作台高700mm,宽800~1000mm。

(3)高温炉和恒温箱需放置在铺有耐火材料(如石棉层)的水泥工作台上,外壳应接地线,附近不允许堆放易燃、易爆物品;

(4)高温间内要求防尘,应设置排气罩。沿工作台的墙上应有相应的电源插座。

4)仪器分析间的配置要求

(1)工作台常用水磨石或水泥砂浆面层的水泥台板。放置精密仪器的工作台必须稳固。工作台宽度800~850mm,深度650~800mm,长度根据需要而定;

(2)极谱间要求防振、防潮、室内需放干燥剂。比色间需配备格架,规格为长1500mm,宽500mm,高1800mm;

(3)当配置有照相式极谱仪和光谱仪时,作业间需备有暗室。冲片小暗室面积4.5~6m²,印相小暗室面积不少于6m²。

(4)光谱间要求防潮,应通风良好,窗户上需挂窗帘,以调节室内明暗。仪器激发部分的上部需设置局部排气罩。

5)贮藏间的配置要求

贮藏间是存放化验所需药品、仪表、器皿和副样。一般分为两小间,一间存放药剂;

另一间存放玻璃仪器和器皿。当副样量大时，可设单间存放，一般与玻璃仪器一起存放。

药剂贮藏间应能存放一星期的耗药量，一般设置 2~4 个药品存放架，规格为长 1500 mm，宽 300~500 mm，高 1800 mm，另设 1~2 个危险药品柜，柜的规格为长 1200 mm，宽 300~500 mm，高 1800 mm。存放架（柜）之间需留有 800~1000 mm 宽的人行通道。仪表和器皿贮藏间内可设置 2~3 个物品柜和适量的格架，物品柜的规格与药品柜相同，格架规格长 1500 mm，宽 500 mm，高 1800 mm。副样存放可酌情设置贮存柜和格架。贮存柜的规格为长 1200 mm，宽 500 mm，高 2000 mm，格架的规格与仪器贮藏间格架相同。

6) 仪器分析间的配置要求

采用仪器分析法配置的仪器分析间较化学分析的配置简单，具体配置可参见图 1-8-3。

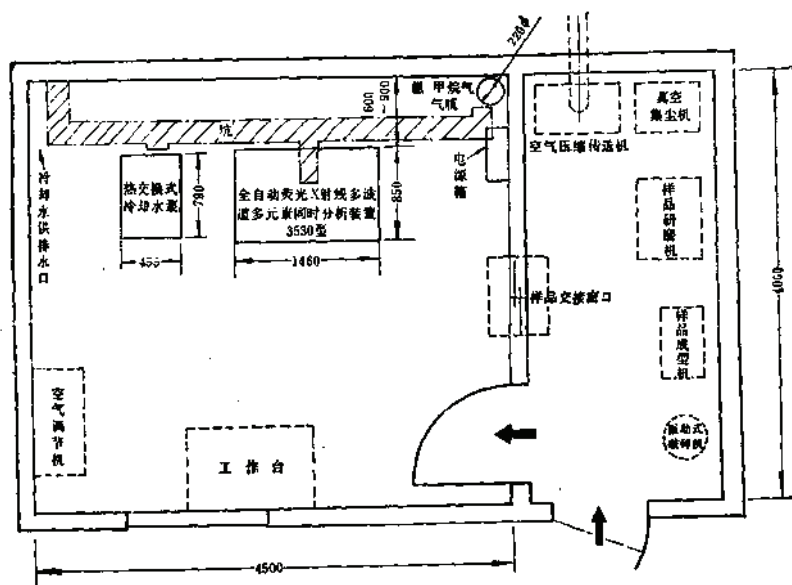


图 1-8-3 仪器分析间平面配置示意图

8.1.3.4 矿山化验室仪器、设备配备

采用化学分析法的矿山化验室，其主要仪器、设备有分析仪器、天平、加热设备、蒸馏水制取器及其它器皿和器具。

设备的种类和型号选择及其数量确定，主要取决于需要化验的元素种类、化验方法及化验室的任务、规模和工作量等因素。如分析 Cu、Pb、Zn 需要配置极谱仪或原子吸收光谱仪；分析 P、As、Mn 需要配置比色计；分析 K、Na 需要配置火焰光度计；分析稀土元素需要配置光谱分析仪器；而当矿石中含有 Au、Ag 等贵金属元素时，还需配置试金分析仪器。

1. 分析仪器

1) 分光光度计

一台分光光度计一个班可完成 80~120 个样的分析工作，每班可供 2~3 人使用。分光

光度计的型号可参见本卷附录 I。

2) 极谱仪

一台极谱仪一个班可完成120~160个元素的测定(包括试样准备),每班可供2~3人使用。极谱仪的型号可参见本卷附录 I。

2. 天平

常用天平见表 1-8-7。

常 用 天 平 表

表 1-8-7

序 号	名 称	感量(g)	载荷(g)	一般用途及特点
1	托盘天平	0.1~2	最大500	用于称量要求不很准确的工作
2	工业天平	0.01~0.001	一般小于200	用于工业分析中的一般性称量
3	阻尼分析天平	0.0004	100和200	最常用的精密仪器之一
4	电光分析天平(光电天平)	0.0001	一般100	分为自动光电天平(部分机械加码)、全自动光电天平(全部机械加码)及电磁加码光电天平等
5	单盘天平	各种规格		为不等臂天平
6	托盘式扭力天平	0.01	最大100	携带方便

一般对含量大于千分之一的高含量元素,进行常量分析时,可选用感量1~0.1mg的天平;对含量为千分之一至万分之一的低含量元素,进行半微量分析时,可选用感量0.1~0.01mg的天平;对含量低于万分之一的微量元素,进行微量分析时,可选用感量为0.01~0.001mg的天平。各类天平的型号,参见本卷附录 I。

一台分析天平每班可供2人使用。

除配备分析天平外,尚应配备托盘天平,以便称质量较大样品及检定法码。一般可配备1~2台。

3. 加热设备

1) 高温电炉

指炉温在1000℃~1300℃的箱式电阻炉。高温炉的选型,可根据分析工作所需要的炉温及炉膛面积来确定:用于灼烧坩锅及沉淀用的,选用1000℃电炉;用于熔融试样的,可选用1300℃电炉。高温炉的数量和炉膛面积是由每班最大处理样品量决定的,炉膛面积S可用如下公式计算:

$$S = K \cdot n \cdot \pi \cdot \left(\frac{\phi}{2}\right)^2 \quad (1-8-1)$$

式中 K——使用炉膛面积系数(取1、2);

n——每班使用的坩锅或皿的最大数量,个;

ϕ ——使用的坩锅或皿的直径,cm;

π ——圆周率。

根据计算结果,查本卷附录 I,确定炉的规格、型号。若每班处理一批同种试样,应尽量选炉膛面积较大的电炉。

当分析磷、硫、碳等易烧失元素时,应配备管式燃烧炉,该电炉用于做全硫分析时,台班效率为80~120个元素。

2) 低温电炉

包括普通电炉、电热板、电砂浴及水浴等。一般使用温度为500~800℃,可根据用途选用:电热板用于熔样及加温;电砂浴用于煮沸溶液;水浴用于恒温加热;普通电炉用于灰化滤纸等。低温电炉的数量可根据最大工作量进行估算。一般矿山化验室,可配电砂浴1~3块,电热板4~6块,电水浴1~2块。

3) 烘箱

分为普通干燥箱、恒温干燥箱、鼓风干燥箱等,温度为100~300℃,一般可配备1~2台。

4. 蒸馏水制取器

通常采用电热式,规格有5kg/h、10kg/h、20kg/h三种。离子交换式尚无标准设备。蒸馏水制取器的选用,根据每班最大用水量确定。采用容量法时,每分析一个元素(包括洗涤用蒸馏水)一般为100~150ml,再乘以最大班生产总任务量,即得最大班需用蒸馏水量,依此选择制取器,一般矿山化验室配一台5~10kg/h制取器即可。

5. 器皿及器具

一般包括各类坩埚、玻璃器皿及常用器具。坩埚可分瓷、铁、镍、银及铂等,其中铂坩埚最贵重,可根据特殊需要选取。其它可按低值易耗品设计1~2套。常用玻璃器皿包括烧杯、量筒、表面皿、玻璃管、玻璃棒、三角瓶、滴定管、移液管、容量瓶、漏斗、试剂瓶、烧瓶、比色管及配合使用的管架和橡皮管等。均属低值易耗品,由生产部门根据需要选购。

分析台可按最大班生产人数配备。

采用仪器分析法的化验室,主要仪器为X射线荧光光谱仪。这种仪器能够分析ppm位微量到近100%的含量,分析的元素范围为元素周期表原子序数6、8-92,具有速度快、精度高和自动化程度高的特点。X射线荧光光谱仪的型号见本卷附录I。

8.1.3.5 矿山化验室对有关设施的设计要求

在设计矿山化验室时,应提出对有关设施的设计要求,其基本内容如下。

1. 总图布置

(1) 矿山化验室尽量靠近取样地点及生产车间。

(2) 矿山化验室应布置在生产、生活区的下风向。为避免粉尘和烟雾的影响,应设在散发烟尘车间非采暖季节主导风向的上风向。

(3) 矿山化验室的建筑方位,应尽量为坐北朝南向。

(4) 为保持安静,若矿山化验室设置在多层建筑中时,则应选择最上层,并集中于一端。

(5) 为防止震动影响,矿山化验室必须与铁路、公路、锻锤、冲床等震源保持适当距离,距离大小可参见表1-8-8。

2. 建筑

(1) 为保持良好的通风换气条件,排除室内有害气体,化验室应采用单面外廊或单面内廊的单层或双层的“—”字形或“—”字形建筑。一般为砖木结构,跨度6~7.8m。

矿山化验室防震距离表

表 1-8-2

序号	震源名称		防震距离(m)	序号	震源名称		防震距离(m)
1	火车	国家铁路	700~1000	6	锻锤	<1t	60~100
		矿区铁路	100~150			1~2t	100~150
2	汽车	国家公路	80~100			3~5t	150~250
		矿山公路	20~50			≥10t	400~600
3	空压机	功率<100kW	80~100			7	万能铣床
		150~250kW	150~200	8	牛头刨	15~30	
4	冲床	<50t	30~40	9	锯床	8~12	
		50~200t	80~100	10	砂轮机	6~12	
5	吊车	(1~5t)车间	30~40	11	高压电线	30~50	

注：表内高压线的防震距离，是为防电磁干扰。

间距为3.6~4.0m，室内净高以4m左右为宜，标准间面积以7.8×3.6m为适用。

(2)室内要进行防潮处理，天棚可采用蜂窝胶合刨花板，喷涂白灰砂浆，防止凝结水滴下落。地面不能反潮、渗水。室内四壁不能用油漆粉饰，可用能吸水的白色砂浆。

(3)各生产间可设置带有拉门的壁橱，以代替试剂架。

3. 采暖与通风

(1)对各作业间的温度、湿度和全面换气的要求，见表1-8-9。

作业间通风采暖要求表

表 1-8-9

序号	作业间名称	室内温度(℃)	室内湿度(%)	每小时换气次数(≥, 次)
1	天平间	20~25	60~70	
2	化学分析间	14~20	65~80	15
3	极谱间	≥14	65~80	25
4	暗室	≥14	65~80	5
5	光谱间(摄谱)	15~25	60~70	15
6	药品贮藏间	8	65~80	5

(2)局部通风时，采用通风柜，其单元尺寸一般宽800~850mm，长1200~1800mm，台面高度850~900mm，柜内净高1500mm，操作口高度800mm左右，可单柜或双柜，多柜并列，但一个排风系统所带排风柜不宜超过3~4个。排风管内风速不应超过7~8m/s，管长不超过40m。要尽量采用塑料风机和塑料管道。整体通风的一种方法是装设轴流风机，以强力排除室内有害气体，另一种方法是在相应的墙壁上下分别设置百叶窗式风孔，以空气对流的方式排有害气体。

(3)处于冬季采暖标准地区的化验室,可采用暖气或燃烧室在室外的壁炉,以达到规定的室温。非采暖标准区的化验室,为使冬季室温保持在 $4\sim 20^{\circ}\text{C}$,可采取临时性采暖措施,如电炉或燃烧室在室外的壁炉,不可在室内以明火采暖。

4. 供电与照明

(1)化验室用电量包括设备及照明两部分。

(2)各作业间最低照度标准如表1-8-10所示。

化验室最低平均照度标准表

表1-8-10

作 业 间	最低平均照度(LX)	
	白 炽 灯	荧 光 灯
天平间	30~40	60~80
分析间	50	100
办公室	40	80
贮藏间	10~20	20~40

(3)照明灯具离实验台面的高度一般不宜超过 $1.8\sim 2.0\text{m}$ 。通风柜操作口上方应设置一个 $100\sim 200\text{W}$ 的照明灯具。

(4)实验台或用电设备附近要设置电源插座,用电设备应设接地线。

5. 供水与排水

(1)水源直接取自矿区生活用水系统。

(2)室内供水管网,应尽量设暗管,必须出露地面时,管线不得紧靠设备、墙壁等,要留有 5cm 以上的距离。同时要采用防酸、防碱等耐腐蚀的材料。

(3)室内各用水点,都应设置水盆或洗涤池。

(4)化验室的污水,都是含有酸、碱的废水,必须经过处理后方能排放。一般应建 4m^3 的酸碱自然中和池。

6. 环境保护

化验室空气中有害气体浓度要符合卫生标准,见表1-8-11。

化验室空气中有毒气体允许浓度表

表1-8-11

有害物质名称	最大允许浓度(mg/m^3)	有害物质名称	最大允许浓度(mg/m^3)
硫化氢	10	甲 醇	50
一氧化碳	30	丙 醇	200
矿物油、煤油、汽油 (换算成碳)	350	丁 酸	200
松节油	300	戊 醇	100
苯 胺	5	硫 化 铝	0.5
甲苯、二甲苯	100	脂肪类、不饱和醇类	300
四氯化碳	25	铅及其无机化合物(除硫化铅外)	0.03
酯	5	锰及其无机化合物(换算成 MnO)	0.2
硫酸及砷酐	2	苛性碱(换算成 NaOH)	0.5
氰化氢及氰氢酸盐 (换算成 HCN)	0.3	氢	30

8.1.3.6 矿山化验室工作制度及人员编制

矿山化验室工作天数,一般与矿山生产工作制度一致,工作班制则视分析工作量及分析工作的复杂程度,采用一班制(白班)或两班制(白班和中班)。每班纯工作时间为6.5~7小时。

矿山化验室工作人数取决于分析元素的种类、数量及分析工作的难易程度。一般矿山化验室的工作人员包括化验分析人员、技术行政、统计人员、蒸馏水制备(兼勤杂)工等,其中化验分析人员应占化验室全员的70~80%,技术人员与化验工人的比例约为1:3。

确定矿山化验室人员数应先计算每班所需化验的样品数,计算公式如下:

$$N = \frac{Q + Q_1}{K \cdot B} \quad (1-8-2)$$

式中 N ——每班所需化验的样品数量,个;
 Q ——每年化验样品的总数量,个;
 Q_1 ——每年化验样品的内检数量,个;
 K ——工作班制,班;
 B ——年工作天数,天

计算每班所需化验的样品数量后,按以下公式计算每班所需化验人员数

$$S = \frac{E \cdot N}{T} \quad (1-8-3)$$

式中 S ——每班所需化验人员,人;
 E ——完成一个样品分析所需的时间,时;
 N ——每班需化验的样品数量,个;
 T ——每班纯工作时间,时。

然后以 S 乘以 K 即得所需化验人员数。如星期天不休息,应考虑20%轮休人员,再配备必要的非生产人员、即可确定全部定员。

各元素分析定额参见表1-8-4。

8.1.4 矿山化验室实例

8.1.4.1 河南某铝土矿化验室

河南某铝土矿为露天开采矿山,生产规模为年产矿石20万t。全年生产探矿取样,生产取样、商品取样及内检样,共1993个。分析项目为 Al_2O_3 、 SiO_2 、 Fe_2O_3 、 TiO_2 ,以基本分析为主。

该矿山化验室为一班工作制,每星期工作6天,有技术员1人,化验人员3人。

该室主要仪器、设备见表1-8-12。

河南某铝土矿化验室平面布置见图1-8-4。

8.1.4.2 贵州某磷矿化验室

贵州某磷矿马路坪矿段生产规模每年近100万t,采出矿石直接入矿仓后,再由火车或汽车外运。

化验室主要为马路坪矿段生产服务,经常性的分析任务有外销商品样、生产样、矿仓检查样,经常性的化验任务有地质刻槽样,组合样、内检样、小体重样和矿石水份样,此外每年为锅炉和空压机配制1~2次清洗液(主要用以清洗 $MgCO_3$ 和 $CaCO_3$)。分析工作量详见表1-8-13。

该化验室实行两班工作制,每星期工作7天,全员15人。其中技术人员2名,一名兼主任,主管行

主要仪器设备表

表 1-8-12

序 号	名 称	数 量
1	分析天平	2
2	工业天平	1
3	箱形高温电炉	2
4	光电比色计	1
5	茂福炉	2
6	电热板	2
7	普通电炉	2
8	恒温箱	1
9	白金坩锅	5
10	镍坩锅	20
11	玛瑙乳钵	2

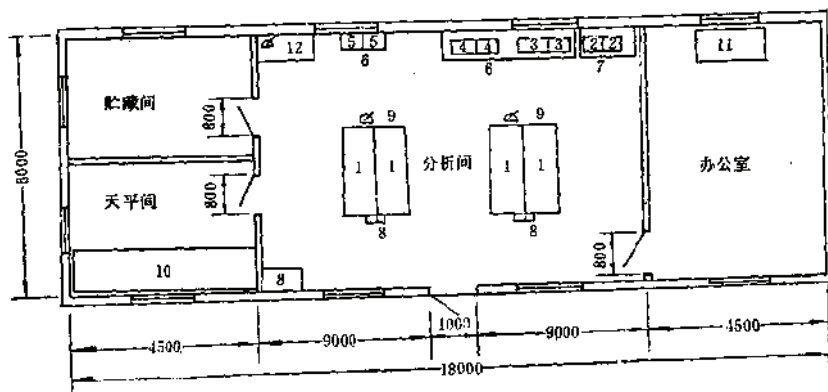


图 1-8-4 河南某铝土矿化验室平面布置图

1—分析台；2—电热板；3—箱形高温电炉；4—茂福式加热电阻炉；5—离子交换柱；6—水泥台；7—通风柜；8—水池；9—电热锅；10—水泥台；11—办公桌电话；12—电热恒温干燥箱

化验工作量表

表 1-8-13

序 号	样品种类	每年样品个数	分析项目	备 注
1	外销商品样	1421	P_2O_5 或多项分析	用户260多个
2	采矿生产样	13448	P_2O_5	
3	矿仓检查样	7579	P_2O_5	
4	地质勘探样	1898	P_2O_5 或多项分析	
5	组 合 样	45	多项分析	了解采区矿石质量变化
6	内 检 样	30~40	P_2O_5	
7	矿石水份样	约10	测湿度	
8	小体试样	100左右	P_2O_5	主要测量量

注：1.前五项样品分析数量为正常生产年份之一的1984年实际资料。其中生产取样的数量大，主要原因是由于矿层产状平缓，白云岩顶板不够稳定，因而采矿时贫化损失率大，加强取样工作是为稳定采出矿石质量的措施之一。另一原因是包括用沙坝矿段的基建出矿和沙坝土矿段小露天开采共20多万t矿石的取样数量；
2.多项分析的项目为： P_2O_5 、 Fe_2O_3 、 Al_2O_3 、 CaO 、 MgO 、 CO_2 、 SiO_2 、 F 、 Cl 、 SO_3 、水分、烧失量、酸不溶物等；
3.多项分析样品数量每年约100个，包括组合样、一部分销售样（根据用户要求而定）、一部分勘探样（需要了解采区品位和杂质影响有否变化时做）。

政,也管业务, 另一名兼副主任, 主要管理业务和日常工作; 化验员13名, 每班6名, 轮休1名。由于工作量大, 现有人数不够, 准备增加8名化验员, 总人数将达23名, 并实行三班工作制。

该化验室工艺配置及仪器设备见图1-8-5及表1-8-14。

该化验室平面布置见图1-8-5。

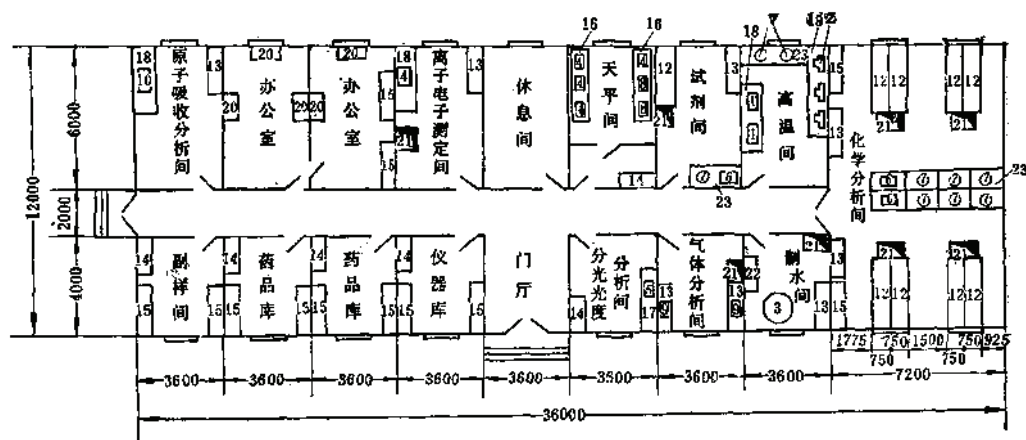


图1-8-5 贵州某磷矿化验室平面布置图
注: 图中数字与下表代号应, 请参阅表1-8-14。

仪 器 设 备 表

表1-8-14

图中代号	名 称	型 号 或 规 格	数 量 (台、个)	生产厂或说明
1	2	3	4	5
1	电热恒温干燥箱	300×300×350mm	2	
2	马弗炉	SRJX-3-1	2①	上海实验电炉厂
3	离子交换器	70型	2	上海医疗器械二厂
4	分析天平	TG328B	4②	上海天平仪器厂
5	分光光度计	72型	1③	上海分析仪器厂
6	电热板	480×350mm	2	湖北英山无线电元件厂
7	普通电炉	2kW	6	
8	架盘天平	HC、TP11B、10	2	北京宣武区天平厂
9	奥氏气体分析器	QF-1901	2	上海玻璃仪器厂
10	原子吸收分光光度计		1	(待购)
11	离子电子测定仪		1	(待购)
12	化验台	2500×750×850mm	9	
13	普通工作台	2000×600×800mm	3	
14	同 上	1500×600×800mm	6	

续表

图中代号	名 称	型 号 或 规 格	数 量 (台、个)	生产厂或说明
1	2	3	4	5
15	橱 柜	2000×600×2000mm	8	
16	天 平 台	3000×600×800mm	2	水磨石
17	工 作 台	2500×600×800mm	1	水磨石
18	工 作 台	2800×800×800mm	1	水 泥
19	工 作 台	3875×800×800mm	1	水 泥
20	办 公 桌	1200×600×800mm	5	
21	水 池		8	
22	木 架 台	1500×500×400mm	1	
23	通 风 柜		3	

注：①、③各需要增加一台， ②还需增加2台。

8.2 样品加工室设计

8.2.1 样品加工室的任务

样品加工室直接为矿山化验室服务,承担生产探矿样、生产取样及商品矿石取样等各种矿样的加工。样品加工室一般作为矿山化验室的一个组成部分,因而与矿山化验室同时进行设计。但当取样地点(采场、坑口、破碎厂等)距化验室较远时,也可在取样地点附近单独建立样品加工室,将矿样进行加工后再送往化验室。送往化验室的试样重量通常为200~500g,细度应便于熔样。

样品加工分为破碎、过筛、拌匀和缩分四道工序,加工后的成品样,其化学组成应与原始样品相符,加工过程应尽可能简单、迅速。

8.2.2 样品加工室工艺配置

根据样品加工工序进行工艺配置,破碎可分为粗、中、细三段,设备应布置紧凑。除主要加工设备外,尚需配置烘样干燥箱及存放副样的样品架。远离化验室的加工室,尚需增设一间休息室。样品加工室工艺配置可参见图1-8-6。

8.2.3 样品加工室设备选择及人员编制

样品加工室主要设备为破碎机及研磨机。破碎机的选择主要根据最大进料粒度、排料

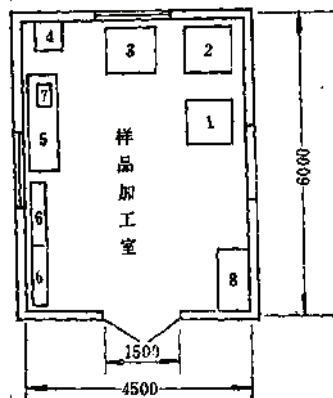


图 1-8-6 样品加工室工艺配置示意图

1—颚式破碎机；2—辊式破碎机；3—粉碎机或研磨机；4—风机；5—水泥台；6—电热恒温干燥箱；7—办公桌；8—筛分机。

粒度和生产效率来进行。样品加工室通常需要配备的设备见表 1-8-15。

样品加工室常用设备

表 1-8-15

设 备 名 称	数 量
XPC型颚式破碎机	1台
XPZ型双辊破碎机	1台
XPF型粉碎机	1台
XPW型研磨机	1台
缩分器	1台
标准筛或标准筛振动机	1套或1台
电热恒温干燥箱	1台

样品加工室一般为白班工作制，每星期六天工作，加工量大时，为每星期七天工作。通常配备 2~3 名工人。

8.2.4 样品加工室对辅助有关设施的设计要求

样品加工室可设在离化验室 100m 左右处，也可以与矿山化验室设于同一楼内，但应将其布置在一楼的端部。当远离化验室时，应尽量布置在坑口、露天采场、破碎车间等、取样量大的地点。

用电设备附近应配有保险装置及开关，应留有接地线、室内照明应达到 30LX。

室内粉尘浓度不得超过 $0.2\text{mg}/\text{m}^3$ ，破碎机应有排风设施或装小型抽风罩。

室内应配有供水设施。温度保持在 $12\sim 20^\circ\text{C}$ 。

8.2.5 样品联动加工流程

样品联动加工流程是自动化样品加工作业线，是在封闭罩内将颚式破碎机、圆盘破碎机和由甩嘴、缩分碗、三通组成的缩分器，作立式串联。样品通过流程缩分出正样和副样，其颗粒直径均小于 2mm，其中 80% 小于 1mm，按化验室要求的样品质量（习称重量），将正样装入棒磨机进行细磨后，过筛检查，如合格即送文化验室。样品联动加工流程见图 1-8-7。

样品联动加工流程具有十分明显的优点：

(1) 样品直接破碎至 2mm 以下，粒度均匀，一次缩分，保证了样品代表性。

(2) 样品损失率小，单个样品损失率为 0.3

~ 2%，平均为 1.1%，低于 3% 的部颁标准。

(3) 加工的工效高，5~7kg 的样品加工至 1mm 粒径，只需 4.5~6min，单机加工需要 25~30min。

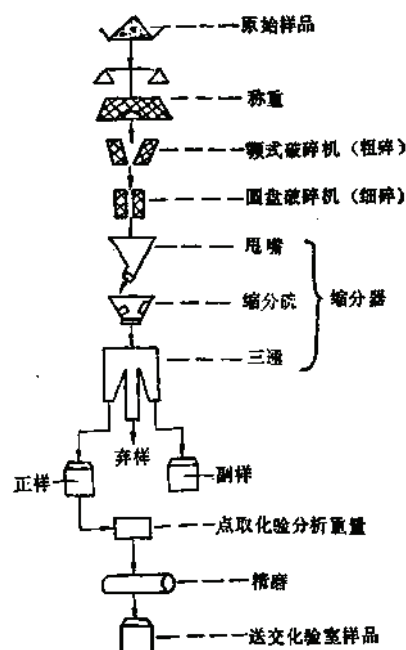


图 1-8-7 样品联动加工流程示意图

(4)室内粉尘量大大降低,经测定,矽尘含量每立方米空气中小于0.15mg。

(5)噪音小、工作安全、操作方便,减轻了劳动强度。

样品联动加工流程所用设备及其性能见表1-8-16、1-8-17。

样品联动加工流程设备表

表1-8-16

顺序号	设备名称	型号、规格或说明
1	2	3
1	单锤式破碎机	1508型
2	圆盘破碎机	φ200mm (详见表1-8-17)
3	筒式棒磨机	规格100×200mm (直径×长度)
4	缩分器	1mm厚铁板制成,表面涂搪瓷
5	空压机	B—03/8型,立式双缸单动风冷机,排(抽)风量0.3m ³ /min 电动机U02—32—4型,功率3kW
6	扇风机	JBT51型,轴流式,排(抽)风量145~225m ³ /min 电动机功率5.5kW
7	自动称量指示灯	矿样装入漏斗后,指示灯根据样量显示所需缩分规格
8	安全指示灯	联动装置任何部件发生故障时,立即显示红灯

圆盘破碎机规格表

表1-8-17

分号	生产率 (kg/h)	矿样原始 直径(mm)	矿样最终 直径(mm)	每分钟转速	电动机	
					型号	功率(kW)
1	200	50~90	10~19	300	U02—34—4	3
2	200	<5	0~2.5	300	U02—34—4	3

8.3 岩矿鉴定室设计

岩矿鉴定主要是了解岩石、矿石的类型、结构构造、矿物成份及其共生组合变化规律;了解矿物物理化学性质、元素赋存状态及成岩、成矿的地球化学环境,为综合找矿、综合评价、综合利用,解决岩石、矿床成因、矿床分布规律以及选冶原矿性质等问题,提供鉴定成果。

岩矿鉴定室应远离产生震动和噪音的车间,也不宜靠近高压线,通常与化验室同处一座楼房内,一般均布置在二楼东南角,以利于采光。样品制备间可布置在一楼。房屋一般采用砖木结构,水泥或水磨石地面,南北向布置,窗户朝南开。

岩体鉴定室要求采光度好、干燥、防震、防尘、防潮、不能西晒。一般要求室内温度20~25℃、湿度60~70%、最低照度(荧光灯)100LX。

岩矿鉴定室内部一般包括测试间(亦名显微镜工作间)、仪器间(其内包括差热分析

仪、显微硬度计、显微光度计等)、样品制备间(亦名磨片间)、暗室。除暗室外,其余工作间内部设置两个工作台,工作台规格为长1400mm左右、宽700mm左右、高600~700mm。其中仪器工作台需为水泥制造,以起到稳固和防震作用(仪器间和测试间不宜设水池,以利防潮)。暗室一般为 10m^2 左右,供冲洗、印像、放大之用,其内需设工作台和水池。样品制备间供切片、磨片和抛光用,其内配置有电炉和烘箱。

岩矿鉴定室设计的主要任务是确定建筑面积、设备、人员、投资概算及辅助设施等。

岩矿鉴定室的建筑面积,大、中型鉴定室一般为 $30\sim 50\text{m}^2$,小型鉴定室一般为 $20\sim 30\text{m}^2$ 。

岩矿鉴定室常用的仪器和设备,见表1-8-18。

常用仪器和设备表

表1-8-18

序 号	名 称	规 格	用 途
1	偏光显微镜	自 选	主要鉴定透明矿物
2	反光显微镜	自 选	主要鉴定不透明矿物
3	切 片 机	单 刀	切割岩(矿)片
4	磨 片 机	单盘或双盘	岩(矿)片磨平和磨薄
5	磨 光 机	同 上	岩(矿)片磨光
6	干 燥 箱	可 控 温	烘烤薄片用
7	双筒放大镜		看粒度、结构,不用磨片
8	嵌 样 机	$600\text{kg}/\text{cm}^3$	电木粉光电嵌样

岩矿鉴定室一般配备2~3人。其中岩矿鉴定人员1~2人,制片工1人。

岩矿鉴定室应配置供水,供电设施,在需要采暖的地区,尚需配置采暖设施。

第九章 砂矿设计地质工作

编写单位 昆明有色冶金设计研究院

黑龙江省冶金设计院

广东省冶金设计院

吉林省冶金设计院

广西冶金设计院

编写人 李 铁 杨景生 温荣凯

孙亚臣 杨长森 王祥富

9.1 概 述

砂矿床与原生矿床同是矿物原料的重要来源,但由于砂矿的成矿地质条件、矿化富集特征等均有别于原生矿床,因此在其勘探和开发利用等方面,除具有与原生矿相同方面外,还具有它自身的特点。

由于本篇各章对矿山设计地质工作的原则、程序、方法和所要解决的基本问题均作了系统的阐述,这些原则、程序、方法和所要解决的基本问题同样适用于砂矿设计地质工作,因而本章只阐述砂矿设计地质工作中与原生矿设计有所区别的一些问题,或同一问题的不同侧重方面,而不再对砂矿设计地质工作进行全面、系统地阐述。

9.1.1 砂矿床勘探和开发利用的特点

9.1.1.1 砂矿勘探工作的特点

(1) 砂矿勘探手段以冲击回转式砂钻为主,也常使用探矿浅井。

(2) 根据砂矿赋存特点,面型砂矿一般采用方格或矩形勘探网控制矿体,条带型砂矿以勘探线控制矿体。一般勘探砂矿体沿倾向(横向)的变化远大于沿走向的变化,因此勘探线距较稀,而工程点距则较密,控制工业储量的勘探线距一般为200~800m,工程点距一般为10~40m。

(3) 砂矿床有用矿物品位测定,除化学分析法外,还有重砂淘洗法(砂金矿则全用淘洗法)。

(4) 砂矿床储量计算一般采用简单的直线法或地质块段法计算。

(5) 砂矿的取样方法和规格与原生矿有较大区别。

9.1.1.2 砂矿开发利用的特点

(1) 矿体产出受地形地貌的严格控制,并且与第四系沉积物关系密切,矿体上面第四系地层多有农田、村镇、树林以及各种构筑物覆盖。由于砂矿埋藏浅,多直接出露地

表,埋于地下者一般深度亦不大(如平桂地区砂锡矿埋深大于30m的即算为超深矿床,见表1-9-1),因此砂矿以露天开采为主,一般不需凿岩爆破,开采方法较为简单。

(2)砂矿选矿工艺以重选为主,原矿一般不需碎矿、磨矿工序,选矿方法亦较简单。

平桂地区砂锡矿埋藏深度划分表

表 1-9-1

分 类	浅 埋	中 深	深 埋	超 深
埋深(m)	≤ 10	≤ 20	≤ 30	> 30

(3)砂矿床尽管有时有用矿物含量低,然而,其勘探和开发利用的工艺简单,建设条件良好,较原生矿的投资少,成本低,见效快,易于开发利用。

(4)砂矿开采设计对砂矿勘探工作和地质资料均有特殊的要求。对地质资料的分析评价、工业指标制定的内容和应用、可采储量的计算、地质图件编制等方面都与原生矿的开采设计有所不同。

9.1.2 砂矿床类型

9.1.2.1 砂矿床类型划分依据

砂矿床类型划分,一般按以下标准进行:

(1)按砂矿的成矿时代划分,可分为现代(第四纪)砂矿和古代(第三纪及其以前)砂矿;

(2)按砂矿的有用矿物种类划分,可分为砂金矿床、砂锡矿床、锆英石独居石钦铁矿砂矿床、铌钽铁矿砂矿床、金刚石砂矿床、砂铁砂锰矿床等等;

(3)按砂矿的成因和形成的地貌条件及矿体产出形态特征等,可分为若干成因和形态类型。

(4)按勘探难易程度又可分为若干勘探类型。

9.1.2.2 我国砂矿床成因和形态类型

我国现代(第四纪)砂矿床的成因和形态类型尚无统一划分标准。按现行砂金、砂锡、稀有金属砂矿地质勘探规范和已开采的砂矿床资料,归纳出我国砂矿床的成因和形态类型如表1-9-2、表1-9-3。

表中所列我国各类现代(第四纪)砂矿床中,砂金矿主要产自河流冲积砂矿床,此类矿床分布广,以黑龙江流域、金沙江流域、湖南沅水流域和吉林等地为主要产区,如某河流冲积砂金矿床(见图1-9-1);砂锡主要产自残坡积和冲积砂矿床,此类矿床主要为个旧和平桂地区的砂锡矿,如个旧牛屎坡砂锡矿床(见图1-9-2);锆英石金红石独居石钦铁矿主要产于海滨砂矿床,此类矿床主要分布于南海、东海以及山东半岛和辽东半岛的滨海地带,如南港钦铁矿独居石砂矿(见图1-9-3);稀土砂矿主要产于残坡积和冲积砂矿床,此类矿床主要分布于我国东南地区,如某残坡积稀土矿(见图1-9-4);金刚石主要产于河流冲积和海滨砂矿,此类砂床主要分布于沂水流域,沅水流域,如头道沟金金刚石砂矿(图1-9-5)。

我国现代(第四纪)砂矿床主要成因类型简表

表 1-9-2

类 型	物质来源	形成产出条件	工业矿产	矿床工业价值	矿 床 实 例
1	2	3	4	5	6
残积——坡积砂矿床	岩石中副矿物、造岩矿物、原生矿床中的稳定矿物和矿石碎块	地表岩石或矿床经风化破碎,可溶物质和轻微粒迁移、有用稳定矿物聚集于原岩或原生矿床之上(残积),或其源地附近(坡积)	锡、金、钨、钼、铁、铂、铍、金刚石、水晶、石墨、稀土等	砂锡、砂钨矿重要类型,大、中、小矿床均有。砂金、稀有金属砂矿一般规模较小,砂铁矿也较小	牛屎坡、珊瑚砂锡矿,思荣、湘东桥锡矿,内蒙古砂金矿,广西水晶矿,阿斯喀尔特铁矿
洪积砂矿床	有工业价值的脉状矿床、无工业价值的矿脉、呈分散浸染的矿石矿物、造岩矿物和早先形成的砂矿床	矿源区矿物碎屑经间歇性急流搬运沉积,形成于山麓、山沟、盆地、岩溶盲谷、溶洞、漏斗中	锡、金、钨、铂、水晶、石棉等	矿床规模一般不大,砂金矿常见富矿透镜体和夹层	个旧、平桂部分、南山仔、白沙砂锡矿,津塘砂金矿,潮沧砂铂矿,宝兴石棉矿
河流冲积砂矿床		矿源区矿物碎屑经河水搬运、分选、沉积形成于河流的河床、河漫滩、三角洲、阶地中。矿床多产于沉积物底部	金、锡、稀有金属、铂、钨、金刚石、铁、铂、刚玉、石榴石等	为矿种多、分布广、价值大的重要砂矿类型。砂金、砂锡、金、刚玉等的重要勘探开采对象	黑龙江流域、金沙江流域、沅江流域砂金矿,大义山、洪塘、田心等砂锡矿,板潭河锡钨钼砂矿、博罗稀有金属砂矿
滨海砂矿床		海浪及岸流作用使重矿物聚集形成于古海阶地、现代海洋岸前浅滩带和砂洲中	金、锆石英、独居石、金红石、钛铁矿、金刚石等	锆石英、独居石、金红石、钛铁矿砂矿的重要类型,一般为大、中型矿床	南澳钛铁矿独居石砂矿,石岛锆石英砂矿,万宁鸟场、海丰八一稀有金属砂矿
		河流搬运碎屑物入湖沉积分异形成于湖滨	金	一般规模不大	大章周凹、益阳、岳阳等地砂金
人工堆积砂矿床	古代和近代废弃的低品位矿石及选矿尾砂,冶炼炉渣	采、选、冶炼废弃物堆积于过去采、选、冶场地周围	铂、钨、金、钼	规模多为小型,亦有大型	老厂铅锌炉渣,个旧锡尾砂,新桂、水岩坝锡尾砂

我国现代(第四纪)砂矿床主要形态类型简表

表 1-9-3

类 型	产 出 条 件	碎屑物特征	工业矿产	矿床工业价值	矿 床 实 例
1	2	3	4	5	6
河床砂矿	产于现代河床、浅滩、沙洲、岛屿上。产于河床的砂矿富集于基岩附近,产于沙洲浅滩的砂矿富集于其上部,砂矿常呈多层状产出	以粗碎屑为主、砂和粘土较少、常见巨砾,砂矿物颗粒一般较小	金、锡、银、钽	一般为中小型规模	桦南砂金矿,平桂立头砂锡矿
河漫滩砂矿	产于现代河谷谷道附近的河漫滩上。在近于对称的河谷中矿床离现代河谷不远,常与河床砂矿相连。在不对称河谷中,矿床位于冲积物构成的缓斜坡内	上部为不含矿的粘土和少量粗碎屑,下部砂层由含矿的砂、砾石、角砾、碎石和少量粘土组成,砾石磨圆度和分选性较好,成分复杂	金、锡、稀有金属、铂、金刚石等	砂金、砂锡、稀有金属砂矿重要类型,矿床规模大、中、小均有	重庆珊瑚坝、黔阳放船洲、罕达气等砂金矿,平桂下马岭砂锡矿,河路口褐钨钽砂矿,头道沟金刚石砂矿、酸刺沟砂铂矿
阶地砂矿	产于河谷斜坡原生岩阶地上,由于早期河漫滩砂矿抬升或浸蚀基准面下降而使原砂矿高于河床面达 100 m 以上	与河漫滩砂矿沉积物相近,砾石、巨砾成分较少,粘土成分明显升高	金、锡、银、钽	砂锡、稀有金属砂矿有大型矿床,砂金规模一般较小	平桂新生、南坊砂锡矿,板潭钨钽砂锡矿,溪源钨铁矿
支谷砂矿	产于细谷、细流和间歇性水流的沟谷及片流的沟坡、沟顶上	分矿层中粗粒土、大泥块较多、矿物分布不均匀、常见大粒矿物	金、铂、金刚石等	有一定工业价值	漠河小北沟、桦南寒虫沟、阿玛兴隆后沟等砂金矿,常德丁家港支谷金刚石砂矿
岩溶充填砂矿	产于岩溶漏斗和溶洞中及基底为岩溶的砂矿,砂矿位于洪积物底部基底岩溶上	洪积物分选不好、磨圆度差	金、锡、银	砂锡矿床大、中、小规模均有,砂金矿床一般规模不大	隆回岩口、凤竹、开封等砂金矿,平桂木桥面、万宝寨等砂锡矿,满仓老厂、妈姑砂铅矿
滨岸砂矿	产于古海阶地、现代海洋岸前淹没带、沙洲、潮流	碎屑物磨圆度、分选性好	稀有金属、金、独居石、锆英石、金红石、钛铁矿	锆英石、独居石、金红石、钛铁矿砂矿多为大中型矿床	南港铁钛独居石砂矿,石岛锆英石砂矿,万宁乌场、海丰八一稀有砂矿,大章周凹砂金矿
山麓斜坡砂矿	产于斜坡、山麓地形地貌有利部位	有用矿物磨圆度差、多具明显棱角、可选性差	锡、金、钨、钼、稀有金属、金刚石、水晶、石墨、稀土金属	砂锡重要类型、大中小矿床均有,砂金、稀有金属砂矿多为中小型	隆湖砂锡矿,牛屎坡砂锡矿,内蒙古砂金矿,阿斯喀尔特铁砂矿,恩荣、东相桥锡矿

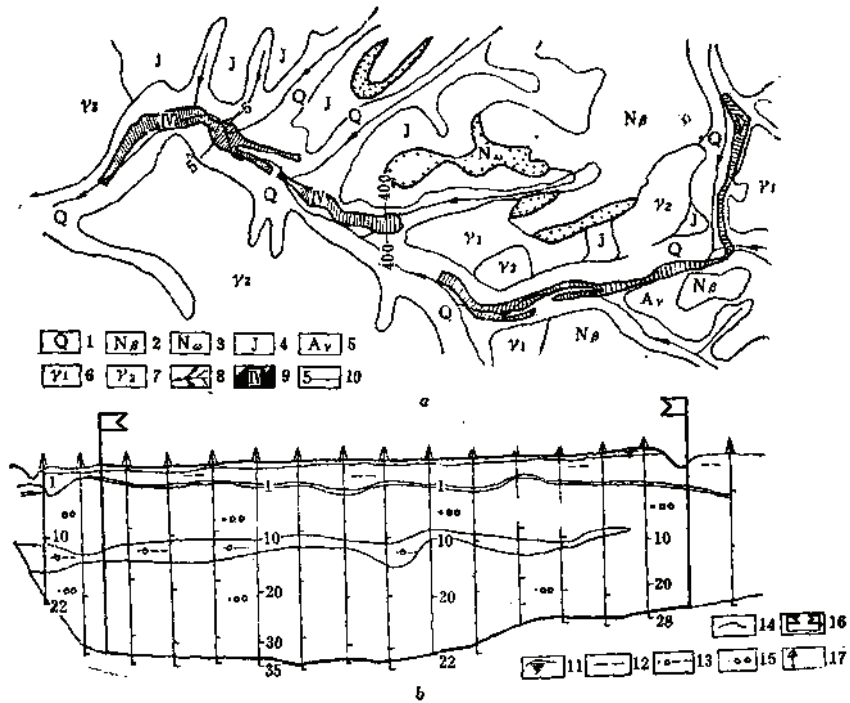


图 1-9-1 某河流冲积砂金矿床地质图

a 矿区地质平面图 b 5号勘探线剖面图

1—第四系冲积物；2—第三系玄武岩组；3—第三系乌吉窑组砂岩砾岩；
4—侏罗系鸡西组砂页岩夹薄煤层；5—太古界五家岗组片岩大理石英
岩；6—斜长花岗岩；7—花岗片麻岩；8—水系；9—砂金矿体；10—勘
探线；11—腐植土；12—粘土；13—含砂砾粘土；14—地层线；15—含砂砾
石；16—混合砂金矿体；17—钻孔编号及采样编号

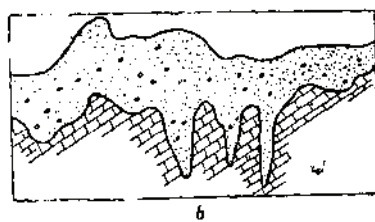
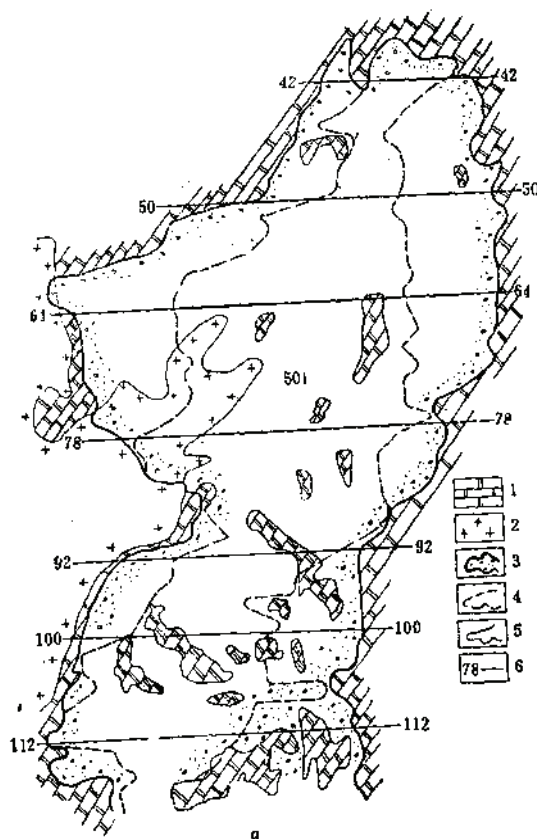


图 1-9-2 牛屎坡残—坡积砂矿
501块段地质图

a 平面图 b 78号勘探剖面图

1—基岩(大理岩白云岩); 2—花岗岩;
3—矿体界线; 4—含铜品位 $>0.1\%$ 矿体
界线; 5—岩层界线; 6—勘探线及编号

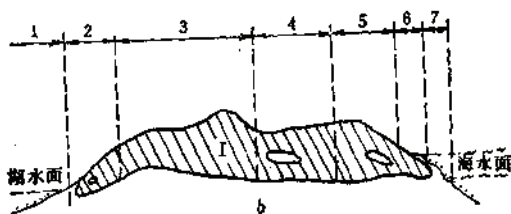
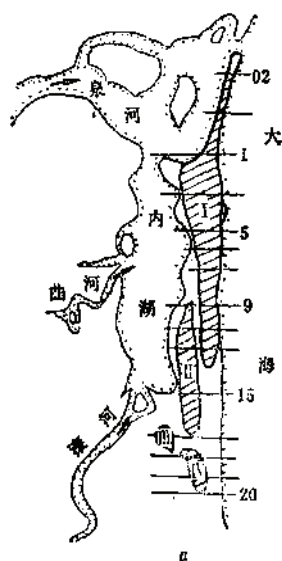


图 1-9-3 南港海滨钛铁矿独居
石砂矿地质图

a 矿区平面分布图 b 矿区5号剖面图

1—内湖; 2—干涸内湖; 3—海成古沙
堤; 4—海成沙地; 5—海成古沙地
6—海成沙地; 7—海潮区

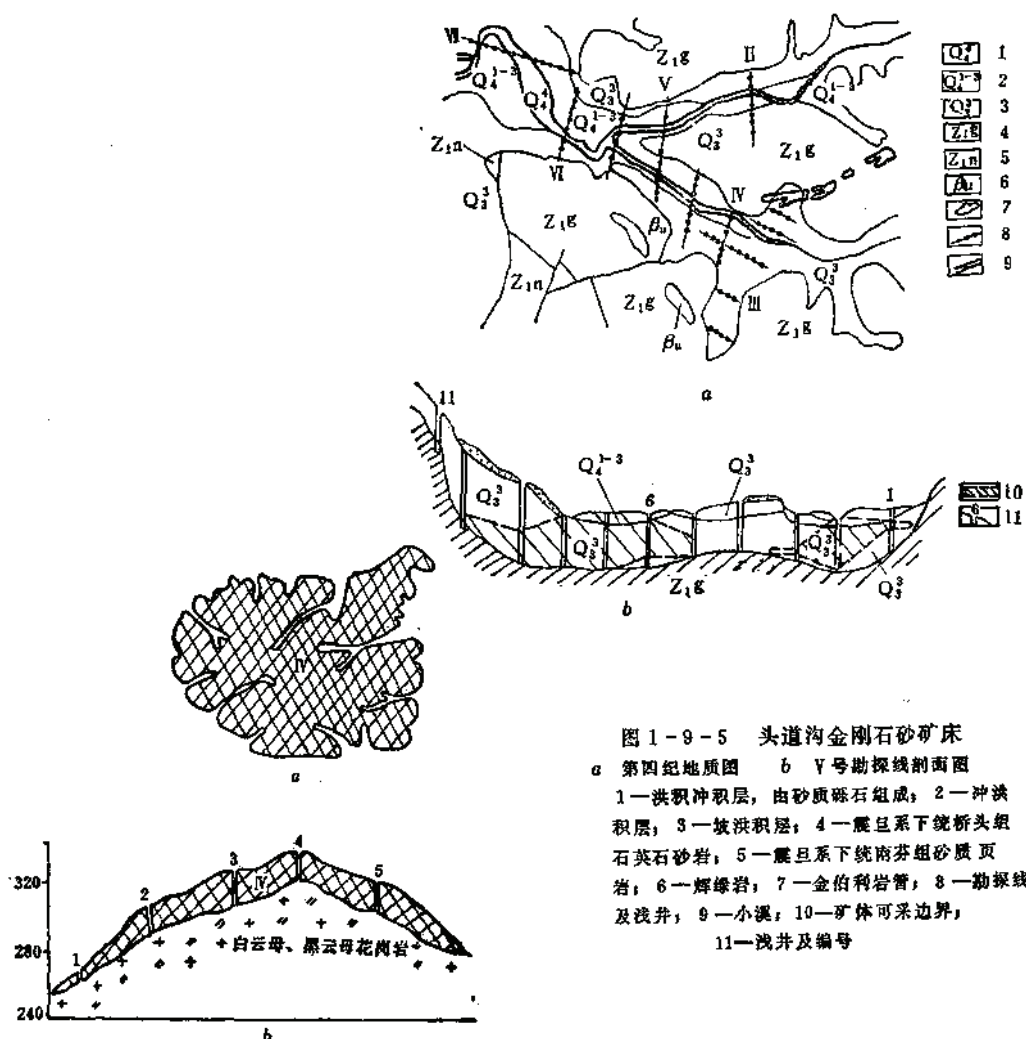


图 1-9-4 某花岗岩残一坡积、风化壳Ⅳ号
稀土金属矿体示意图

a 平面图; b 剖面图(残一坡积砂矿平均厚 3m)

除表中各类型砂矿外,我国已发现有一定工业价值的第四纪冰川作用形成的冰碛砂矿床,如大场砂金矿、天花砂铁矿等。

9.1.2.3 我国砂矿床勘探类型

1. 金、锡、稀有金属砂矿床勘探类型

根据现行的砂金、砂锡和稀有金属砂矿地质勘探规范规定,其勘探类型详见表 1-9-4。

2. 其它砂矿勘探类型

根据一些砂矿床的勘探生产资料归纳出的勘探类型,如表 1-9-5 所示。

图 1-9-5 头道沟金刚石砂矿床
a 第四纪地质图 b V号勘探线剖面图
1—洪积冲积层,由砂质砾石组成;2—冲洪积层;3—坡洪积层;4—震旦系下统桥头组石英砂岩;5—震旦系下统南芬组砂质页岩;6—辉绿岩;7—金伯利岩管;8—勘探线及浅井;9—小溪;10—矿体可采边界;11—浅井及编号

砂金、砂锡、稀有金属砂矿勘探类型划分表

表 7-9-4

矿种	勘探类型	主要矿体规模	主要矿体形态复杂程度	矿体底起伏情况	矿体厚度稳定性	有用组分分布均匀性 (品位变化系数)	矿床实例
砂金	1	3	4	5	6	7	8
	I	大型: 长 > 1500m, 平均宽 > 200m	简单: 形态较规则, 少分枝复合的层状矿体	平坦且坡度小	厚度稳定	不均匀 (<120%)	规模较大的河流漫滩砂金矿及海岸砂金矿多属此类。恒口、罕达气等砂金矿
	II	中型: 长 500~1500m, 平均宽 > 100m	较简单, 形态较规则, 有分枝复合的层状矿体	平坦至不平坦	厚度变化不大	很不均匀 (120~200%)	底岩较不平坦或以岩格为基础的河流漫滩砂金矿, 规模较大的河谷砂金矿和阶地砂金矿多属此类。兴隆沟砂金矿
	III	小型: 长 < 500m, 平均宽 > 40m	复杂: 形态不规则或以岩格为基础的矿床	不平坦, 倾斜大	厚度变化大	极不均匀 (>200%)	岩格充填、残积、坡积、洪积以及支谷砂金矿多属此类。西菜园砂金矿
砂锡	I	特大型: 长 > 3000m, 宽 > 400m	简单, 带形层状、规则型	较平整	稳定	一般较均匀 (50~100%)	冲积河谷砂矿、残坡积砂矿。牛泉砂锡矿
	II	大型: 长 < 1000~3000m, 宽 200~400m。中型: 长 500~1000m, 宽 200~400m	形态较简单至简单的阶地、山麓斜坡矿	较平缓的河谷矿。起伏大的河谷矿	较稳定	一般较均匀	牛泉砂锡矿
	III	中型至小型, (小型: 长 < 500m, 宽 < 100m)	较简单, 层状、似层状。复杂: 不规则似层状	岩溶发育, 起伏大	厚度不稳定	一般较均匀至不均匀 (100~150%)	新桂残坡积砂矿、冯屋冲积砂矿
	IV	小型	很复杂: 形态很不规则的漏斗状、柱状、管状矿体	一般为岩溶作用强烈的碳酸盐层	很不稳定	一般较均匀至不均匀	岩溶充填砂矿, 小型人工堆积砂矿。白面山、瑶坝、木里头砂锡矿

续表

矿种	勘探类型	主要矿体规模	主要矿体形态复杂程度	矿体底质起伏情况	矿体厚度稳定性	有用组份分布均匀性 (品位变化系数)	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7	8
稀有金属砂矿	I	大型: 长>2000m, 宽>400m	层状、带状分布	平坦	稳定	均匀	海滨砂矿及部分河流砂矿、石岛 锆英石砂矿, 滨海砂矿主矿体
	II	中型: 长500~2000m 宽200~400m	带状、树枝状分布	不平坦	厚度有明显影 象	较均匀	河流砂矿床、部分海滨砂矿床、 东洲砂矿
	III	小型: 长<500m, 宽<200m	树枝状、扁豆状分布	凸凹不平	厚度、宽度变化显 著, 矿层结构复杂, 粒径差异大	不均匀	中上游河流砂矿床, 大型河流砂 矿床下层矿体, 长崎岭稀有金属砂 矿

表 1-9-5

其它砂矿勘探类型表

矿种矿区名	矿体	勘探类型	工程间距(m)		矿床成因	矿体规模(m)	矿体形态及底板变化	厚度变化	品位变化
			C级	D级					
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10
南港秋板砂矿	I	I	(砂钻) 400×40	(砂钻) 800×80~160	海滨砂矿	长6800, 宽400, 厚 6.21	较规则带状, 自北 至南由宽变窄, 底板 平缓	自北至南变 薄, 变化不大	自北至南由富 变贫, 变化不大
头道沟金剛 石砂矿	河谷 砂矿体	I	(大口径砂钻) 400×40, 局部 200×10~20		河谷砂矿	长4000, 宽10~150, 厚5~6	带状分布, 底板平 坦, 沿走向呈平缓降 坡	比较稳定, 横 向变化较大	不均匀, 纵向 变化较大, 最高 品位70(mg/m ³)

续表

矿种矿区名	矿体	勘探类型	工程间距 (m)		矿床成因	矿体规模 (m)	矿体形态及底板变化	厚度变化	品位变化
			C级	D级					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
丁家港金剛石砂矿	各细谷矿体	I	(浅井、槽) 400×20	(浅井、槽) 400×40	坡冲积细谷砂矿 坡冲积细谷阶地砂矿 沉水阶地砂矿	长>2500, 宽>140	沿细谷或长条状展布, 矿体呈似层状、层状。底板平坦, 一般无大的隆起或凹陷	一般沿谷源至谷口厚度增加, 横向上由细部向西侧变薄	分布不均匀, 垂直方向变化大, 横向上变化大, 纵向稳定。同一细谷中, 上段含量较高。横向上细谷轴部富
			200×20	400×20		长2500~600, 宽140~60			
				200×10~20		长600, 宽<60			
			200×20	400×20~40		长>800, 宽>200			
				200×20		长<800, 宽<200			
				200×40		长<1000, 宽500~300			
酸刺粉砂矿	I	I	(砂钻、浅井) 主要地段: 200×200其它地段: 400×20		河谷低阶地, 河流冲积砂矿	长4200, 宽180~280, 厚0.83~2			
老厂砂矿	下平坝		(砂钻、浅井) 50×50		洪积扇	边长850~900	形似等腰三角形的封闭漏斗, 岩层发育	最深40m	剖面上, 上富下贫, 平面上东西富西贫
梓子厂砂矿		II~IV	50×40~50	100×50~40	洪积扇——冲积扇	长400~750, 宽300~500		铅锌0.5~17.5m一般3~5m	
大塘尾矿		II~IV		(砂钻) 60×60, 局部30×30	人工矿	长310m, 宽180~80	底板尚较平整	厚12~40m	沟头品位0.1~0.235%, 沟尾品位0.04~0.055%

9.2 砂矿设计所需地质资料及其分析评价

9.2.1 砂矿设计所需地质资料

砂矿设计所需地质勘探报告，其要求原则上与原生矿地质勘探报告一致，必须经矿产储量委员会批准。砂矿床地质勘探报告包括地质勘探报告书、附图、附表及附件。

9.2.1.1 地质勘探报告书

地质勘探报告书应包括下列问题的叙述：

- (1) 矿区位置、交通、隶属行政区划、自然地理与经济概况；
- (2) 区域地质地貌；
- (3) 矿区第四纪地质地貌；
- (4) 砂矿床成因类型、形态类型；
- (5) 砂矿床地质特征，矿体地质特征；
- (6) 砂矿矿石性质特征；
- (7) 砂矿床开采技术条件及水文地质条件；
- (8) 砂矿床地质勘探程度及勘探工作质量；
- (9) 砂矿床工业指标、矿体圈定和储量计算；
- (10) 砂矿床技术经济评价。

9.2.1.2 附表

主要附表包括：

- (1) 元素（或矿物）单样化学分析或重砂淘洗结果表；
- (2) 矿体（分块段）面积、厚度、品位、矿石（或矿物）量计算结果表；
- (3) 伴生元素（或矿物）储量计算结果表；
- (4) 砂矿体重、松散系数、粘结性、含冰率等测定表。用淘洗法测定品位的矿区还需有淘洗系数、砾石系数、工程检查系数测定表；
- (5) 矿区水质分析，抽水试验和涌水量计算表；
- (6) 气象、地震资料表；
- (7) 工程坐标测量成果表。

9.2.1.3 附图

主要附图包括：

- (1) 矿区交通位置图；
- (2) 矿床（矿区）区域地质图；
- (3) 矿床（矿区）第四纪地质地貌图；
- (4) 矿床（矿区）地形基岩地质图或地形地质图；
- (5) 矿床（矿区）勘探线横剖面图；
- (6) 矿体纵剖面图；
- (7) 矿体纵投影图；

- (8) 矿体顶底板等高线图;
- (9) 矿体厚度等值线图;
- (10) 矿体品位等值线图;
- (11) 矿区覆盖层等厚线图;
- (12) 矿区含水层等厚线图;
- (13) 矿区水文地质图;
- (14) 矿区农田、经济作物、永久性构、建筑物分布图。
- (15) 矿区耕植土分布图(在工程处标明厚度);
- (16) 矿区耕植土层氮、磷、钾取样及化验成果分布图。
- (17) 矿区冻土带分布图

以上图件比例尺必须符合勘探规范要求。

9.2.1.4 附件

一般应有下列附件:

- (1) 砂矿地质勘探报告审批决议书;
- (2) 矿石选矿试验样采样说明书(包括采样点分布图);
- (3) 矿石选矿试验报告书;
- (4) 工业部门正式下达的储量计算工业指标。

有的矿区还要以附件形式提供下列图件:

9.2.2 砂矿地质资料的分析评价

砂矿设计前期和原生矿设计前期一样,必须根据地质勘探规范、国家有关规定和矿山企业设计需要,对地质勘探资料的完整性和可靠性作出全面的分析评价,并提出能否作为设计依据的结论及解决存在问题的途径;也必须对矿床地质研究程度和勘探控制程度的一系列问题——进行研究。但在分析评价中应着重对矿床地质研究程度、勘探控制程度、矿石性质研究程度、矿床开采技术条件查明程度、地质勘探工作质量和储量计算的准确程度等内容中反应砂矿成矿和勘探特点的问题进行深入的研究。

9.2.2.1 砂矿床地质研究程度

(1) 对矿区第四纪地质地貌的研究,是砂矿床地质研究的主要课题,要特别注意矿区第四纪地貌及其堆积物的成因和形态,第四纪地质及地貌形态(地形)测量,第四纪堆积物对砂矿的控制等方面问题所作结论的正确性和依据的可靠性是否作出了确切的评价。

(2) 不同矿种的砂矿种可能有相同的成因和形态类型,如表1-9-6所示我国富川、贺县、钟山砂锡成矿区的不同矿床类型;而同一砂矿种(或同一成矿区域)又常存在不同成因和形态类型的砂矿床,如表1-9-7所示不同矿区砂金矿的类型。因此砂矿床成因和形态类型划分的正确性是砂矿床地质研究的一个重要问题,它关系到地质资料的准确程度。分析评价时应充分注意勘探所确定的矿床成因和形态类型的地质依据是否充分、所划分的类型是否恰当。

(3) 矿体赋存层位和特征是确定开采方案的重要依据。分析评价时必须注意各种砂

富川、贺县、钟山砂锡矿床类型表

表 1-9-6

矿床类型		形成时代	地貌特征	岩 性	品 位 SnO ₂ (g/m ³)	矿床规模	采选条件	矿床实例
类	亚 类							
1	2	3	4	5	6	7	8	9
残 积	风 化 壳	Q ₁ ~Q ₄	山区剥蚀面海拔800m以下	多产于花岗岩中的含锡云英岩细脉带, 风化壳仍保留花岗岩结构	50~300	小型	较难选	蒙 冲
	残 积	Q ₁ ~Q ₃	微起伏的丘陵地形	产于砂卡岩、砂岩破碎带中, 矿石为夹砂卡岩锡铁矿结核的砂质粘土或粘土	50~500	小~中型	采易、选难	烂头山顶, 可达
坡 积	山 坡	Q ₁	山脊、平原的过渡带、缓倾斜的坡积裙	为夹砂卡岩、花岗岩碎块或花岗岩巨砾的砂质粘土	100~500	小型	尚 好	柳木潭
	山 麓	Q ₁	山坡坡脚为平原的转折处, 沿山麓呈带状分布	为夹铁锰结核或砾石的粘土及砂质粘土	1000~2000	中型	较 好	新 桂
冲 间	溪 谷	Q ₁ ~Q ₃	河流上游或支流或构造夹谷, 谷坡常呈V或U型	为冲洪积的混合物, 多为砾石粘土	1000~5000	小型	难采、难选	南 北沟、养民冲
	洼 地	Q ₁ ~Q ₂	沿断层带或接触带发育, 成盆型或漏斗型	为夹砾石或巨砾砂土(上部为巨砾层)	1000~5000	小型	同 上	白 石高、机木冲
岩 积 层	坡立谷	Q ₂ ~Q ₃	多为喀河出口的谷地, 呈椭圆形	为夹砾石或巨砾砂土(上部为巨砾层)	500~2000	中型	难采、难选	铁 屎坪、川岩硐
	洼 地	Q ₁ ~Q ₂	与山间溪流相连的勺形洼地, 多呈串珠状出现	为夹卵石、砾石的砂质粘土	500~800	中型	较 好	木桥面
	干 谷	Q ₁	狭长岩溶谷地, 地表无常流水	多为夹铁锰质结核粘土	100~400	小~中型	较 好	狮子岩
	溶 洞	Q ₁ ~Q ₂	海拔0.5~60m间, 大体分为三级。水平溶洞平行或斜交现代河流, 长数十至数千米	为石英、花岗岩、砂岩、褐铁矿组成的夹砾石砂土层	500~2000	小型	难采、易选	万宝蟹

续表

矿床类型		形成时代	地貌特征	岩 性	品 位 SnO ₂ (g/m ³)	矿床规模	采选条件	矿床实例
类	亚 类							
1	2	3	4	5	6	7	8	9
冲 积 层	河床、河漫滩	Q ₂ ~Q ₃	在现代河流中间或两侧,呈岛状高出出现代河水面 1m 以内,常有迂回廊	为含砾石、卵石的砂土及砂砾层,分选良好	300~600	中~大型	良 好	立头、下马岭
	平原	Q ₁	高出现代河床 10~60m,有的地区为坡积层掩盖,有时各阶地具有明显的陡坎	红褐色砂土、砾石(卵石)层	100~500	小~中型	良 好	新生、朔方等
	古河床	Q ₁	完全脱离现代河谷的古河谷景观,为微起伏的波状丘陵地段	深红色粘土砾石层,夹卵石砂质粘土层	100~500	小中型	良 好	大桥、大塘塘
混 合	山坡	Q ₁ ~Q ₂	花岗岩及其接触带斜坡,山区低侵蚀面和高阶地之间	与坡积相仿,唯下部逐渐过渡为残积层结构	100~300	小型	良 好	鸟鸭嘴
	山顶	Q ₂ ~Q ₃	山区或山区与丘陵之间的圆浑山顶	以残积为主,与坡积的混合型与残积相仿。基岩为砂卡岩等	100~300	小型	良 好	烂岭顶
	残坡	Q ₁	位于断裂破碎带山麓,有时呈封闭的山麓洼地,成圈裙状的缓坡地带	为夹砾石的砂质粘土	300~3000	中~大型	良 好	珊瑚
堆 积	岩溶凹地	不 明	由含矿灰岩风化后在原地堆积的产物,地段呈封闭的圆盆形	以红色夹铁锰质同心圆结核粘土为主,有时夹岩脉的碎块	1000~2000	中~大型	采易、选难	金猫肚
	岩溶断裂谷	Q ₁	沿砂岩与灰岩的断层接触带分布,常为靠背椅状曲线的坡积裙	矿石为夹褐铁矿砂岩、灰岩、砾石的砂土与砂质粘土(矿层上部覆土为 20~50 m)	800~5000	中~大型	采难、选易	白面山
	岩溶洼地	Q ₂ ~Q ₃	与暗河、干谷相通的岩溶洼地,常有落水洞分布于低处,四周为陡壁,面积仅 0.01km ²	为夹卵石砂质粘土	500~2000	小型	采易、选难	大塘、小塘

续表

矿床类型			形成时代	地貌特征	岩性	品位 SnO ₂ (g/m ³)	矿床规模	采选条件	矿床实例
类	亚类								
1	2		3	4	5	6	7	8	9
混合堆积	冲坡积	岩溶断裂谷	Q ₁ ~Q ₂	与冲坡积断层相仿, 唯谷地明显, 只有局部, 地段为掩埋地形	冲积物分选较明显, 常与坡积物呈犬牙交错, 矿石为夹页岩、灰岩、砂卡岩、花岗岩碎块的砂土层	500~2000	大型	良好	可达
		山麓	Q ₁	砂岩、花岗岩、灰岩组成的高山山麓	含卵石砂土或含铁的结核亚粘土, 常具坡冲积交错层	100~500	小~大型	较好	金子岭北、黄田寨
	人工堆积		Q ₄	为开采后尾砂堆积而成	矿石为碎石、砂砾、泥油	100~800	小~大型	采易、选难	水岩坝等

注: Q₁——第四系下更新统白砂组及下马岭组;Q₂、Q₃——中上更新统堡高组;Q₄——第四系全新统现代组。

砂金矿矿床类型表

表1-9-7

矿床类型		形成产出条件	矿床实例	
1		2	3	
残积砂金		含金矿床或原岩经风化崩解使金矿物相对富集, 原地堆积成矿		
坡积砂金		含金岩石风化产物沿山坡堆积形成	大坊“黑土状”砂金矿、老金山、封开金庄砂金矿	
冲积砂金	河流冲积砂金	河床砂金	河水冲积使含金碎屑中金粒富集于河床底部砂砾层中成矿	桦南金矿
		河滩砂金	河水携带细分散砂金沉积于沙洲或河漫滩上部成矿	重庆珊瑚坝、黔阳放船洲
		河谷砂金	河水冲积使金粒富集于河漫滩底部砂砾层成矿	呼玛河砂金矿、中坝砂金矿
		阶地砂金	冲积砂金矿层, 经新构造运动使含金层高出河床水面形成	永胜金江街砂金矿
		岩溶砂金	河水流经碳酸盐岩石, 使金粒富集于岩溶底部成矿	隆回岩口、陇针砂金矿
	洪积砂金		洪水搬运含金碎屑, 使金富集于峡谷冲沟及其出口处的洪积扇等地成矿	金盆大沟、章腊砂金矿

续表

矿床类型		形成产出条件	矿床实例
1		2	3
滨海砂金	海滨砂金	含金陆源碎屑经海水拍岸浪富集成矿	庄河黑岛、海湾英那河口至扇子石一带海滨砂矿
	湖滨砂金	经湖水拍岸浪冲积、分选,使湖边金砂聚集于滨岸地带形成	益阳、岳阳、大章属凹、南沟、盐源洼里等砂金矿
冰碛砂金		冰川挟裹含金碎屑于冰川沉积物中堆积成矿	大场金矿

矿的成矿条件和矿化富集规律的研究,砂矿矿体数量、规模、形态、空间位置的研究,覆盖层和基岩特征的研究,以及主要矿体和小矿体关系等方面是否已研究清楚。

9.2.2.2 矿床勘探控制程度

1. 砂矿床勘探工程间距及各级储量比例

根据现行的砂金、砂锡和稀有金属砂矿地质勘探规范规定,其勘探工程间距和各级储量比例,详见表1-9-8、表1-9-9。

除砂金、砂锡、稀有金属砂矿外的其它砂矿勘探工程间距,根据一些砂矿床勘探、生产资料归纳整理于表1-9-5(见本章9.1.2.3)。

在分析评价矿床勘探控制的工程间距和储量级别比例,能否满足矿床的控制和提供的储量要求方面,应根据地质勘探规范的规定,结合砂矿床的地质特征,着重分析以下几方面:

砂金、砂锡、稀有金属砂矿勘探工程间距表

表1-9-8

矿种	储量级别	I 类 型		II 类 型		III 类 型		IV 类 型	
		勘探线距(m)	勘探工程间距(m)	勘探线距(m)	勘探工程间距(m)	勘探线距(m)	勘探工程间距(m)	勘探线距(m)	勘探工程间距(m)
砂 金	B	400	20~40	200	20~40	—	—	—	—
	C	800	20~40	400	20~40	100~200	10~20	—	—
	D	1600	20~40	800	20~40	200~400	10~20	—	—
砂	冲积河谷型	B	400	40	200	20	100	10~20	—
		C	800	40	400	20~40	200	10~20	—
	残坡积	B	100	100	40~50	40~50	40	20~40	—
	山麓型	C	200	100	80~100	80~100	60~80	40~60	—
锡	岩溶洼地人工堆积	C	—	—	—	—	—	40	40
稀有金属砂矿	B	200~400	20~40	100~200	10~20	—	—	—	—
	C	400~800	30~40	200~400	20~30	100~200	10~20	—	—

砂金、砂锡、稀有金属砂矿各级储量比例表

表 1-9-9

矿 种	要求探明级别		$\frac{B+C}{B+C+D}$		$\frac{B}{B+C+D}$		$\frac{C}{C+D}$	备 注
	大、中型	小型	大型	中型	大型	中型	小型	
砂 金	B+C+D	C+D	>75	50~60	5~10	0~5	50	复杂小型可少求C级或只求D级
砂 锡	B+C+D	C+D	70~90		10~20		50	开采临近地段一般只求C+D级
稀有金属砂矿	B+C+D	C+D	>70		5~10		—	复杂小型需用较密工程求不到C级可求D级,可探采结合

(1) 首先应对砂矿床勘探类型(见表1-9-4、表1-9-5)划分的正确与否作出判断。砂矿床勘探类型是确定砂矿床勘探工程控制间距稀密的依据,也是评价砂矿床勘探工程控制程度的重要因素。类型划分不当,会造成工程间距过稀或过密而达不到各级别储量的控制要求或造成勘探投资积压。矿区的勘探类型一般是按矿区的主要矿体或主要矿段的地质因素划定的。因此必须注意所划分勘探类型的地质依据是否充分,划定的类型是否符合主要矿体或主要矿段的地质特征。

(2) 是所确定的勘探工程间距是否能正确控制矿体形态、产状和空间位置的变化;矿体变化较大部位是否有相应的加密工程控制;首采地段内小矿体的控制程度是否能满足开采需要。

(3) 是各级储量精度是否达到规定的标准,各级储量比例是否满足要求,高级储量分布与首采地段是否吻合。

2. 勘探手段选择和工程布置

砂矿床勘探手段有槽探、浅井和砂钻等,一般常用手段为砂钻和浅井。当砂钻控制深度达不到矿床控制深度要求时,才使用机械岩心钻探。

砂钻是砂矿床勘探的主要手段。适用于厚度大、涌水量大、含砾石(尤其是巨砾)少的砂矿床,其控制深度可达30~40m。

浅井适用于厚度小于3~10m含水少或钻探达不到地质目的的砂矿床。在砂矿勘探中浅井主要有三种作用:用作控制矿体的主要手段;用作砂钻勘探的检查验证手段;用作采取测定各种矿岩物理性质参数和选、冶试验样品的手段。

槽探用于矿体出露地表,厚度小于3m的砂矿床勘探。

勘探工程的布置方式必须考虑矿床成因类型和砂矿物质来源方向。一般冲积砂矿床和物质来源方向明显的条形矿床宜用勘探线方式布置工程,勘探线方向应垂直于主要物质来源方向。残—坡积、洪积砂矿等物质来源方向不明显或无一定方向的面型砂矿床,一般宜用方格网或矩形网布置工程。

在分析评价时,要根据矿床地质条件和矿体产出特征,研究勘探手段选择的正确性和工程布置方式的有效性。

3. 矿床勘探控制程度

矿床的分布范围、矿体形态、产状、空间位置控制的准确程度,是决定矿床储量可靠程度的关键因素,也是矿山生产规模、服务年限、开采方式、开拓方案、采矿方法确定和总图布置的基本依据。

在分析评价时必须注意以下问题:

- (1) 矿床总的分布范围与矿体沿走向和倾向的边界控制程度。
- (2) 矿体厚度变化、矿体中夹层(尤其是粘土层)、夹石、无矿地段的控制程度。
- (3) 矿体顶板盖层和底板界线,特别是下伏基岩表面及矿体底板起伏的控制程度。
- (4) 共生矿体和主要矿体上、下盘和周围小矿体的控制程度。
- (5) “过采区”(老窿)的查明程度。“过采区”(老窿)的查明程度,关系到砂矿资源的充分利用和开采的安全,勘探时必须予以评价和控制。砂矿床中的“过采区”(老窿)是指勘探前曾被开采过并留下开采遗迹而又重新成矿的地段。河流冲积砂矿床(尤其是砂金)和滨海砂矿床中常存在这种“过采区”。它不仅残留有原采余的矿柱,更主要是采后尾砂和后期冲积物再次富集成为砂矿,这就使“过采区”或其中一部分又具有开采利用价值。因此,在勘探时对于存在“过采区”的砂矿床(特别是贵金属矿床)、必须查明“过采区”所处的地貌单元和分布范围、开采年代、开采方法及开采次数、现有的砂矿矿量及品位、开采技术条件。

(6) 对于河流冲积砂矿床,如相邻勘探线和探矿工程之间出现下列变化时,必须有加密勘探线或探矿工程进一步控制矿体:两勘探线矿体宽度相差在两倍以上;探矿工程见矿厚度、基岩顶面标高、沉积物成因类型或地貌单元突变部位(即可能出现不同形态类型的砂矿体交替部位);主谷与支谷交汇处(即矿体形态可能变化的部位);河谷转弯处(即矿体走向可能出现摆动和品位变化较大的部位)矿体分枝频繁和需控制夹石边界部位。

9.2.2.3 矿石性质研究程度

1. 砂矿物质组成研究程度

砂矿物质组成的研究程度,直接影响选矿工艺和回收指标及矿床经济价值的确定。例如贵州赫章砂铅矿,铅、锌、锑品位均高,但矿石系难选氧化物,一般选矿方法处理效果很差,只能用烟化法进行处理;又如广西某砂锡矿,含酸溶锡达38%,选矿效果差,因生产亏本,建成生产几年后只有停产;再如有些锑钽铁矿砂矿,其重砂矿物的种类区别虽不大,但因矿物中的 Nb_2O_5 和 Ta_2O_5 的含量比例不同,造成了价值的很大区别,等等。

矿物组成、单体分离度和矿石性质不同,其选矿工艺也不同。一般砂矿选矿以重选为主,也常用浮选—重、磁联合工艺。砂矿选矿工艺与矿石物质组成特征关系见表1-9-10。

由于砂矿的矿石性质与原生矿有明显区别,因此在评价其物质组成的研究程度时,应着重注意勘探时对以下问题的查明程度。

(1) 有用重砂矿物的种类、含量、晶体特征、矿物单体解离程度、粒度,及其在不同层位、不同粒级中的含量比例和分布规律。

(2) 对某些虽属同一种矿物但其化学成份多变的稀有金属重砂矿物,如锑钽铁矿、

选矿工艺与砂矿矿石物质组成特征关系表

表 1-9-10

选 矿 工 艺	矿 石 性 质
重选工艺	一般为河流冲积和洪积砂矿石。矿物呈单体分离、比重大、颗粒不能过细。砂矿碎屑物和含泥量不能过大
浮选—重、磁联合工艺	多为残坡积、洪积砂矿物，矿物连生体较多，比重差异不显著，粒度较细，需破碎分离矿物和脉石，或矿石具磁性

钽铌铁矿、锆英石、富铈锆石等；对某些酸溶锡较高的砂锡矿，以及因氧化程度不同可能给选矿回收造成影响的矿石和矿物，均应进行化学分析，确定其有用成分的种类、含量，以便正确评价其回收利用价值。

(3) 对某些有用矿物含量低微，及矿物晶形有特殊要求，而用一般的重砂分析和化学分析难以查明或无法定量的砂矿（如金刚石砂矿等），还应在地质勘探取样时，采取数量和体积足够的（如金刚石砂矿床采 $8 \sim 10\text{m}^3$ ）的全巷法大样，进行淘洗和选矿，获得具有代表性的完整重矿物（金刚石）晶体，并以其代替一般的地质取样。

(4) 查明共生和伴生矿物的种类、含量、分布规律，及其综合回收的可能性。一般在砂金矿中常伴生的有用矿物为石榴石、独居石、锆石和锡石等；砂锡矿中常伴生的有用矿物为黑钨矿、白钨矿、独居石、金红石、金、白铅矿、钽铌铁矿等；钽铌铁矿砂矿中常伴生的有用矿物为锡石、独居石、锆石、钛铁矿等；砂铂矿中常共、伴生的有用矿物为磁铁矿、铬铁矿、金等；金刚石砂矿常伴生的有用矿物为金、锆英石、钛铁矿等；滨海砂矿中砂铁矿、锆英石、独居石、金红石、磷钇矿等常共生或伴生产出，并多具综合回收价值。

(5) 查明脉石矿物的种类、含量、粒度及在各粒级中的含量比例。

2. 砂矿石粒度组成研究

砂矿的矿石粒度组成，对砂矿选矿和开采有重大意义。有的砂金矿由于矿物粒度测定时其试样代表性不足，导致设计计算的圆筒筛上、筛下量不准确，造成生产中溜槽物料结板、丢矿、排尾困难和采掘船搁浅等事故。

在分析评价时应注意：

(1) 粒度测定样品应能代表不同地貌单元、不同含矿层位沿走向、倾向的变化；应能代表同一开拓系统范围内矿物粒度组成的比例及变化幅度，测定的样品一般自浅井中采取，样品重量一般为 $10 \sim 15\text{kg}$ 。含有用矿物量少的稀贵金属等矿种的样品重量应大一些；

(2) 首采地段必须有粒级分析资料；

(3) 测定资料要反映有用矿物粒度大小及各粒级的百分含量和有用矿物外观的物理特征。

现行的《砂金矿地质勘探规范》对松散碎屑物粒度的分级见表 1-9-11，南港滨海砂钛矿碎屑物粒度分级见表 1-9-12。

(4) 对风化残余矿床，还应查明矿石的风化程度和有用矿物的单体解离度。

3. 砂矿石加工技术性质

砂金矿碎屑物粒度分级表

表 1-9-11

级 别	粒 径(mm)	网 目
一	>2.0	
二	$2.0\sim1$	2~20
三	$1\sim0.5$	20~40
四	$0.5\sim0.3$	40~60
五	$0.3\sim0.2$	60~80
六	$0.2\sim0.15$	80~100
七	$0.15\sim0.125$	100~120
八	$0.125\sim0.105$	120~140
九	$0.105\sim0.09$	140~160
十	<0.09	>160

南海海滨砂矿碎屑物粒度分级表

表 1-9-12

碎 屑 物 名 称		分 级
		粒 径 (mm)
砾 石	巨 砾	>100
	粗 砾	$100\sim50$
	中 砾	$50\sim20$
	中细砾	$20\sim10$
	细 砾	$10\sim2$
砂	粗 砂	$2.00\sim0.50$
	中 砂	$0.50\sim0.25$
	细 砂	$0.25\sim0.10$
	粉 砂	$0.10\sim0.01$
泥 质	粘 土	$0.01\sim0.005$
		<0.005

在查明砂矿的矿石物质组成的基础上,还应进行与矿石性质复杂程度相当的选矿试验。

在以往砂矿地质勘探各阶段中,除砂金矿进行实验室扩大流程试验外,一般均只进行可选性试验。试验成果以查明矿石加工技术性质,满足矿床工业利用价值的评价为目的。因此,地质勘探阶段只进行可选性试验,除矿石性质简单的小型矿床外,一般难于满足选矿设计确定流程和选取指标的要求。在矿山建设前期还必须进行更高程度的试验,以为选矿设计提供资料依据。

9.2.2.4 矿床开采技术条件查明程度

砂矿开采技术条件和水文地质条件(详见本卷矿山防治水篇)是砂矿设计中确定开采规模、选择开拓方案、开采方式和采矿方法的主要依据。

不同的开采方法,尤其是采掘船开采的砂矿床,由于开采方法和使用的设备不同,而对开采技术条件有不同的要求,其主要要求见表1-9-13。

各种开采方法对砂矿开采技术条件要求表

表1-9-13

采掘船开采方法要求	水力开采法要求	机采(挖掘机—汽车、斗轮机、推土机)
1	2	3
(1)查明矿体底板坡度和起伏变化情况; (2)查明矿体底板岩性、强度和含矿性,盖层及矿体含泥率 (3)查明巨砾的分布特征、含量和各级别含砾率; (4)查明矿体范围内地表及地下各类障碍物的分布位置与数量; (5)查明多年冻土带类型、范围、含冰率等; (6)提供矿砂层水上、水下稳定边坡角和尾砂各粒级(<10, 10~50, 250mm)的水上、水下安息角资料	(1)查明砂矿含泥情况,圈定脱泥层的分布范围(尤其是不能为水枪破坏者),测定含泥量; (2)查明矿体的自然坡度; (3)查明矿物组成、矿物颗粒重量百分比、单矿物粒级百分比; (4)查明矿石粘结力、可塑性、湿裂性、密度容重; (5)查明矿石孔隙率、含水率、水容度; (6)查明砾石滚圆度、安息角; (7)查明巨砾含量和各级别的含砾率	(1)查明地表障碍物分布范围; (2)查明覆盖层厚度、含矿情况、矿层与盖层界线; (3)查明覆盖层和矿体中粘土(或粘土层)厚度、空间分布范围、含量、粘结性、砾石含量及量比,巨砾和转石分布; (4)查明矿石的松散程度,砂及矿石承载能力; (5)查明底板起伏情况

从表1-9-13可看出,砂矿床开采技术条件应查明覆盖层、矿体的岩性、厚度、结构及分布情况;矿体底板的岩性、坡度及起伏变化;地表农田、构建筑物及地表和地下各类障碍物情况;并提供矿石、土岩、岩石的物理力学性质的资料和数据。在评价砂矿床的开采技术条件时应注意以下方面的查明情况。

1. 矿体覆盖层

砂矿床覆盖层随矿床成因类型而异,不同的矿床其覆盖层的岩性、厚度、含矿性等均有差别。因此,必须注意:

- (1)覆盖层岩性、厚度、含矿性及其分布情况;
- (2)耕植土层的厚度、分布范围;
- (3)覆盖层的底部界线控制程度。

2. 矿体(层)内部结构

特别要注意矿体(层)中含泥特征和矿石含泥率;矿体(层)中砾石和巨砾含量及其特征。

1) 矿石含泥率

矿石含泥率为矿石中所含粘土量的百分比。含泥率的大小对不同的开采和选矿方法有不同程度的影响。采掘船开采和机采时,如矿石含泥率高于10~15%,特别是存在粘土层或粘土透镜体(泥带)时,会增加挖掘困难,造成斗轮机粘斗、粘胶带、使卸矿困难,并

影响溜槽和跳汰机作业效果、降低选矿回收率。水枪开采时,当矿石含泥量达20%,由于能保证矿浆浓度在15~18%左右,而使重砂矿物及中、细粒砾石达最佳运送能力,对生产有利。

含泥率一般在浅井中取样测定,其计算公式为:

$$N = \frac{T_1}{T_2} \times 100\% \quad (1-9-1)$$

$$\text{或} \quad N = \frac{m_1}{m_2} \times 100\% \quad (1-9-2)$$

式中 N ——含泥率, %;

T_1 ——沉淀后干泥重量, kg;

T_2 ——原矿重量, kg;

m_1 ——泥的松散体积, m^3 ;

m_2 ——原矿样松散体积, m^3 。

对含泥率测定资料分析评价时必须注意:

- (1) 含泥率测定试验是否能代表矿石含泥特征;
- (2) 测定方法是否符合要求, 计算数据是否准确。

2) 砾石特征和含量

(1) 砾石特征和含量对开采的影响

冲积层中砾石滚圆度、含矿性、砾径大小、空间分布等特征和含量高低, 不仅影响勘探手段的选择、勘探效率的高低、品位测定的准确性, 而且对采选工艺、设备均有重大影响。

对采掘船开采影响最大的是砾石中的巨砾。在采掘船挖掘过程中必须对巨砾和岩块进行处理而不允许进入选矿系统。巨砾的允许最大砾径是根据采掘船挖斗容积大小和对大砾径砾石的处理能力划分的, 不同型号的采掘船有各自的巨砾划分标准, 见表1-9-14。

采掘船生产对巨砾划分要求表

表1-9-14

采掘船型号(1)	50	100	150	200	250	300	400
巨砾标准($\geq$ mm)	250	300	350	400	450	500	600
允许巨砾率($\leq$ %)	5	5	5	5	5	5	5

采掘船开采时, 砾径大于200mm即会对采选设备带来不良影响。船在挖掘巨砾时不仅效率极低, 而且常损坏挖掘系统机械部件, 造成滚筒断轴、烧坏电机等事故; 船上选矿系统则因船体摇晃, 造成溜槽、跳汰、摇床工作条件改变, 使选矿指标下降。如果巨砾进入选矿系统, 则会砸坏受矿漏斗、圆筒筛及皮带机等设备。巨砾含量超过一定限度时就会使经济效益降低, 如兴隆沟矿区Ⅵ号矿体、金厂金矿等正是由于巨砾量大、生产效益和经济效益均不理想。巨砾数量过大, 则不宜使用采掘船开采, 目前对采掘船开采地段规定的允许巨砾率为5%。

采用水采工艺时,矿层中的巨砾不仅冲采困难,而且砂泵无法扬送,要增加人工处理量。

当矿体中砾石本身含矿,且含矿量多少不一,采用重选工艺处理时,如含矿的砾石数量少,需用条筛将砾石隔除;如含矿的砾石数量多,则需增加破碎设备,对砾石进行破碎。

矿体中砾石滚圆度好,对矿浆输送有利,采用水运工艺时,输送效果较好。

(2) 砾石率

砾石含量以砾石率表示。砾石率测定是在淘洗浅井样品中,将砾石直径大于10mm以上的样品筛分为10mm、50mm、100mm三个等级进行,其计算公式为:

$$K_{ed} = \frac{V_e}{V_1} \times 100\% \quad (1-9-3)$$

式中 K_{ed} ——砾石率, %;

V_e ——砾石体积, m^3 ;

V_1 ——样品总体积, m^3 。

(3) 巨砾量

巨砾量用巨砾率(巨砾系数)表示。巨砾率为矿体内巨砾体积占矿体矿砂量体积的百分数。勘探期间应根据生产实际需要,按剥离和不剥离两种情况分别计算矿砂层巨砾率和混合砂层巨砾率。

(4) 对砾石资料分析评价应注意的问题

对砾石资料分析评价应注意矿体中各级砾石组成、砾径大小、含矿性、滚圆度、空间分布等特征是否研究清楚;巨砾在平、剖面上是集中分布,还是均匀分布是否已查明,如巨砾在剖面上呈集中有规律地分布时,则需指出巨砾的分布范围(矿体的上部、中部或底部)。巨砾集中分布或均匀分布于矿体底部时,开采时较难处理;砾石率和巨砾率的测定样是否有代表性,测定方法是否正确,测定数值是否可靠。由于勘探期间取样点数有限,取样规格又小,巨砾率测定往往根据有限的样品资料进行,常缺乏代表性。因此在判断巨砾率的准确性时,必须在全面研究矿体的砾石分布状况的基础上,进行统计对比,才能正确的确定所提供巨砾率数据的置信度。

3. 矿体底板情况

矿体底板情况在砂矿开采技术条件中是极重要的,尤其是采掘船开采要求底板条件更严格。一般矿体底板愈平坦、坡度愈小愈利于采掘船开采;底板凸凹不平影响采掘船挖掘,甚至造成有用矿物的大量损失;底板坡度增大会增加供水和采掘船行走的困难,甚至酿成尾矿溜槽拖阻等事故及资源损失。底板起伏变化频繁或坡度过大的矿床,难以使用采掘船开采,因此以岩溶为基底的砂金矿、细谷砂金矿、残坡积砂金矿等矿床通常用其它的开采方法。

不同型号的采掘船对矿体底板坡度大小有着不同的适应能力,因此对矿体底板纵、横向坡度有一定要求。一般船型愈大,要求底板坡度愈小。采掘船对矿体底板纵向坡度要求见表1-9-15;对矿体底板横向坡度尚无统一规定,一些矿山使用的50升采掘船可以开采坡度为40%左右的砂金矿体。

矿体底板岩石的岩性、强度和含矿情况,决定了采掘船开采时超挖底板的可能性、合理的超挖深度、超挖的经济效益等。一般采掘船只适于超挖风化基岩和硬度小的松软岩石

采掘船开采对矿体底板纵向坡度要求表

表 1-9-15

采掘船型号(1)	50	100	150	200	250	300
允许最大纵向坡度(%)	30	25	20	15	15	12

或土岩,而不能挖掘未风化的坚硬基岩。对已风化、节理裂隙发育的基岩虽可挖掘,但挖掘效率甚低,且挖掘过程中易出现丢矿和设备损坏等事故。

底板岩石的岩性不同,强度也不同,可挖掘程度有明显的差别。如底板基岩由花岗岩、混合岩、大理岩类等块状岩石构成,则常形成硬底,难以挖掘且易损失有用矿物。当底板基岩由页岩、板岩、片岩等泥质岩石或风化灰岩构成时,形成软底,则容易造成超挖。此外同是泥质岩石,其风化强弱程度、节理裂隙发育情况等都对采掘船挖掘的难易和采矿回采率的高低有直接影响。

在分析评价勘探提供的矿体底板条件时,必须充分注意:

(1) 矿体底板风化基岩或基岩顶面的起伏变化程度,纵、横向坡度大小及其变化规律的查明程度;

(2) 矿体底板的岩性、硬度、风化程度、节理裂隙发育情况等查明情况和测定结果是否满足设计要求。

4. 矿体范围内障碍物

矿体范围内地表及地下各类障碍物是表内矿石与表外矿石划分,矿区开发利用方案确定,农矿业协调发展等的重要考虑因素,当障碍物的数量及其复杂程度达到一定限度时,甚至导致资源难以开发利用

对地质勘探资料分析评价时必须注意:

(1) 障碍物的种类、数量、分布范围的查明情况。勘探期间需查明的障碍物通常包括:树木、果园、农田、民用与工业建筑、铁路、桥涵、输电线路、水岸、堤坝、地下管网及其它设施。还必须注意已查明障碍物分布范围是否如实反应在大比例尺图件上。

(2) 各类障碍物分布范围和数量须反映勘探工作结束时的实际情况,对于时间较久的资料,在使用时必须核实。

5. 多年冻土分布范围

多年冻土(永久冻土)是我国北方地区采掘船开采的重要障碍,在挖掘冻结矿石时,容易造成采掘船某些设备、部件的损坏,严重影响采、选技术经济指标。多年冻土需要经过解冻处理后才能为采掘船开采。由于冻土区砂金矿石呈冻结状态,开采前一般需超前2~3年进行解冻处理,才能保证正常生产。勘探期间研究冻土的目的就是为解冻处理提供基础资料。

对有多年冻土存在的矿区地质资料进行分析评价时,必须注意以下问题的查明程度:

(1) 多年冻土分布范围须有勘探工程或其它行之有效的方法进行查明;

(2) 冻土类型及其分布位置与深度;

(3) 冻结矿石所占比例;

(4) 冻土圈定方法及其可靠性;

(5) 冻结矿石解冻方法建议的可行性。

6. 矿石、土岩、岩石物理力学性质

勘探所提供的矿石、土岩、岩石物理力学性质数据和资料代表性必须充分,项目必须齐全,数据必须准确。

9.2.2.5 矿体圈定和储量计算

1. 矿体圈定

分析评价矿体圈定资料时, 必须注意砂矿圈定的特殊性

(1) 砂矿床矿体圈定依据和使用工业指标除与原生矿床有相同的方面外, 还存在其特殊性。在冲积砂矿床、尤其是河流冲积砂金矿床中, 常使用混合砂或矿砂层指标。用混合砂指标圈定的矿体包括了含矿层上部的覆盖层(腐植土、粘土等), 砂、砂砾层及风化的基岩(含金层底板的可挖掘基岩, 多为风化基岩, 一般圈入矿体20~30cm), 见图1-9-6。用矿砂层指标圈定的矿体包括了砂、砂砾和风化的基岩, 见图1-9-7、及图1-9-8。

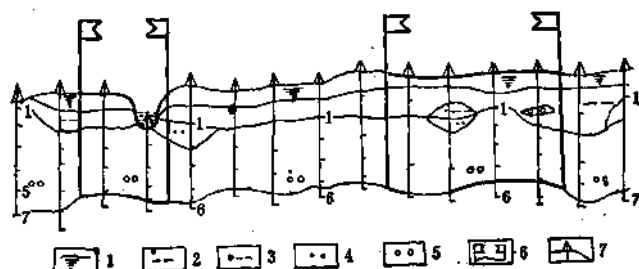


图1-9-6 某砂金矿混合砂圈定剖面图

1—腐植土; 2—粘土; 3—含砂粘土; 4—砂; 5—砾石; 6—混合砂金矿体边界;
7—钻孔内采样位置及编号

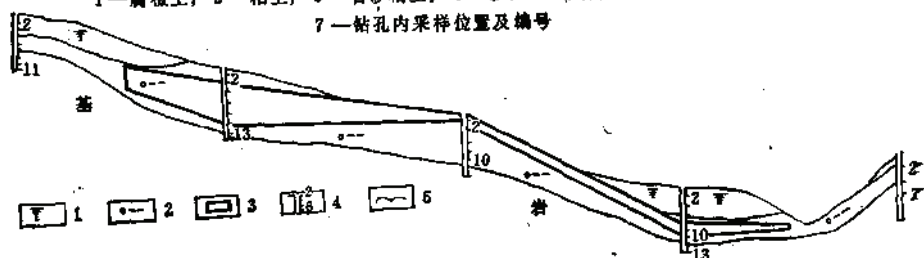


图1-9-7 某金矿矿砂层圈定剖面图

1—腐植土; 2—残坡积砂砾粘土; 3—砂金矿体(矿砂层)边界;
4—浅井中取样位置及编号; 5—堆积层界线

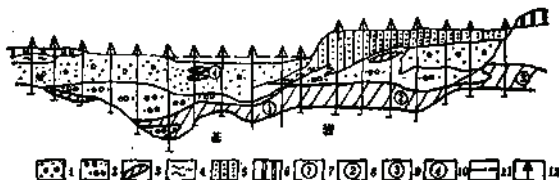


图1-9-8 某河流冲积砂金矿103线矿砂层圈定剖面图

1—砂层、含砾砂层; 2—砂砾层; 3—含金层(品位 $>0.04\text{g}/\text{m}^3$);
4—淤泥; 5—砂质粘土; 6—褐色粘土; 7—现代河床砂矿;
8—河谷砂矿; 9—阶地砂矿; 10—河漫滩砂矿;
11—河水面; 12—钻孔

(2) 在砂矿床矿体圈定中, 矿体的边界线一般用直线连接。但很多砂矿床, 尤其是河流冲积砂矿床, 其分布范围常受地形地貌控制而呈各种曲线变化, 如随河床弯曲呈弧形变化等。单纯采用直线连接矿体界线, 会造成矿体范围扩大或缩小, 不仅影响矿体平面位置的准确性, 还会降低储量的可靠性。如石头河子“V”号矿体400线~408线块段, 经生产验证, 由于矿体边界发生很大移动(见图1-9-9), 使原来用直线圈定的矿体平面面积减少40%, 矿砂量减少64%。因此圈定矿体时必须充分考虑地形地貌特征, 不能简单地一概采用直线连接。

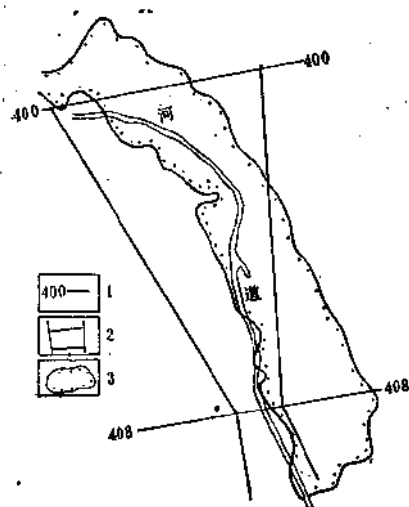


图1-9-9 石头河子砂金矿V号矿体勘探圈定线与采空矿体线对比图

1—勘探线及编号; 2—勘探圈定矿体界线; 3—采空矿体界线

(3) 在用采掘船开采的砂金河床中, 同一形态类型的砂金矿体或可用同一条船开采的砂金矿体才能圈为一个连续矿体。

2. 储量计算

(1) 砂矿床需计算矿体的矿砂量、品位、金属量或矿物量。

(2) 砂矿床用淘洗品位或化学分析品位计算金属或氧化物含量。砂金矿一般用淘洗品位计算, 其它砂矿用化学分析品位或淘洗品位计算。

(3) 砂矿储量计算一般采用大体重和松散体积。

(4) 河流冲积砂矿和海滨砂矿, 矿体一般沿走向呈条带状展布, 常用勘探线剖面法进行勘探, 勘探线间距远大于勘探线上的工程间距。当两勘探线间距较大时, 储量计算以两勘探线间划为一个块段较为适宜。如某砂金矿1号矿体的块段划分, 见图1-9-10。

(5) 砂矿床中出现特高品位时, 需按有关矿种规范要求核实勘探阶段处理的情况及其正确性。要注意砂矿特高品位的衡量标准和处理办法的特殊性。如砂金矿床的特高品位是以单工程品位

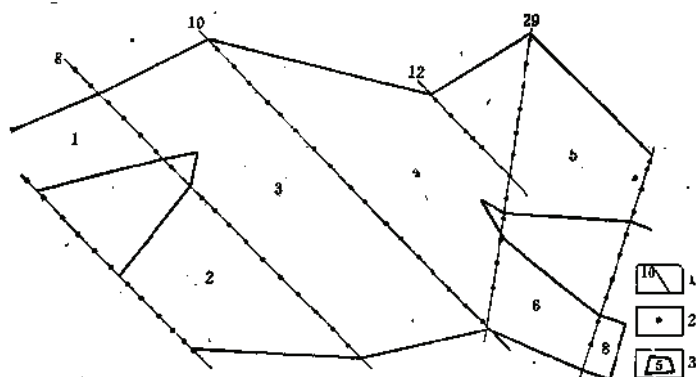


图1-9-10 某砂金矿1号矿体储量计算块段划分图

1—勘探线及编号; 2—勘探工程; 3—块段范围及编号

为衡量单位,而不考虑单样品位的高低;特高品位值按组份均匀程度确定,其倍限为平均品位的2~15倍(品位变化系数<20%的矿床取下限,变化系数>150%的矿床取上限);衡量某一工程是否属于特高品位是以包括该工程在内的块段平均品位为基础,处理时也是在该工程所在块段范围内进行。处理方法有两种情况:

当特高品位分布有规律,可能成为独立富矿段时,应加密工程控制,如确系独立的富矿段,则单独圈定计算富矿段储量;

当特高品位分布无规律时,一般多用包括特高品位在内的勘探线(或块段)平均品位来代替特高工程的品位,再计算块段平均品位。

3. 砂矿床品位校正系数

1) 校正系数的测定和应用

在以淘洗品位计算储量时,必须进行各种品位校正系数的测定和储量校正,使计算的矿床储量接近实际。各种校正系数的测定和应用条件见表1-9-16。

各种系数测定和应用条件表

表1-9-16

校正系数	测定方法	应用条件	计算公式
松散系数 (K_s)	(1)不注水测定:在浅井中挖空一定体积,用量斗测量松散体积,计算 K_s (2)注水测定:用(1)法,测松散体积前先注水致其饱和,再测定,计算 K_s	(1)凡需将实方品位算成松方品位的砂矿,均需测定。 (2)一般用以校正块段储量。 (3)砂金矿不需校正	(1-9-4)
淘洗系数 (K_t)	(1)用尾砂和废砂中所获得的有用矿物损失量来计算 K_t 。在检查井或钻孔中取样,进行基本淘洗和检查淘洗测定	此法在有用矿物含量高、颗粒粗时效果好,反之差,求出的 K_t 值一般偏低	(1-9-5)
	(2)用取样室内精淘结果检查野外粗淘结果,计算 K_t 。 在浅井中取样进行一般淘洗和室内精淘	有用矿物分布较均匀时使用此法,测得的 K_t 值略低于实际值	(1-9-6)
	(3)用原矿化验结果计算 K_t 。取样方法同(2),一份样作一般淘洗,另一份样作化学分析后换算	此法要求重砂矿物有较高含量、且矿物较单一。有用矿物含量低、矿物组合复杂、有用元素分散时,易导致 K_t 值偏高	(1-9-7)
	(4)用可选性试验结果测 K_t 值。在勘探工程中取可选性试验样进行测定	试样代表性不足,原矿分析结果很低时,测得的 K_t 值不可靠	(1-9-8)
	(5)用生产取样结果测定 K_t 。求出生产品位与勘探品位再计算	结果接近实际,生产矿山常用。 (1)~(5)法均用于校正储量	(1-9-9)
砾石校正系数 (K_e)	在浅井中取样,求出直径大于砂钻筒内径(或采金船能处理的最大粒径)的砾石体积和样品总体积,计算 K_e	(1)校正砾石层品位。 (2)一般将各层 K_e 值加权平均,求出块段或全区 K_e 值,校正块段或全区储量	(1-9-10)
工程(浅井)检查系数 (K_g)	在浅井(或钻孔)中取样,圈定计算所控制矿层平均品位、厚度,求出变化系数后,计算 K_g	(1)用以校正钻孔品位。 (2)需同时测定砾石校正系数。 (3)钻孔品位已用 K_s 、 K_t 校正过,即不再用 K_g 校正	(1-9-11)
总校正系数 (K)	由 K_s 、 K_t 、 K_e 、 K_g 计算求得	(1)适用于采用重砂淘洗品位的矿床。 (2)一般只对砂矿储量计算结果进行一次总的校正	(1-9-12)

2) 各种校正系数的计算公式

(1) 松散系数

一般砂矿床下达的工业指标均为实方品位指标,而在测定品位时却用松方品位(除砂金矿外),因此须将实方品位换算成松方品位。待最后提交块段和矿区储量时,再将松方品位换算成实方品位。其松散系数计算公式为:

$$K_s = \frac{V_s}{V_{sh}} \quad (1-9-4)$$

式中 K_s ——松散系数;

V_s ——浅井中挖出的松方体积(可用 0.1m^3 容积量斗测量), m^3 ;

V_{sh} ——浅井中挖空的实方体积,一般 $0.1\sim 1.0\text{m}^3$ 。

(2) 淘洗系数

$$K_{t1} = \frac{G + g_1 + g_2}{G} \quad (1-9-5)$$

式中 K_{t1} ——淘洗系数;

G ——原样基本淘洗有用矿物量, g或kg;

g_1 ——废砂中检查淘洗有用矿物量, g或kg;

g_2 ——尾砂中检查淘洗有用矿物量, g或kg。

或

$$K_{t2} = \frac{G_2}{G_1} \quad (1-9-6)$$

式中 K_{t2} ——淘洗系数;

G_1 ——一般淘洗获得的有用矿物量, g或kg;

G_2 ——精矿淘得的有用矿物量, g或kg。

或:

$$K_{t3} = \frac{C}{C_n} \quad (1-9-7)$$

$$C = \frac{\frac{C_1}{C_2} T}{V}$$

式中 K_{t3} ——淘洗系数;

C ——用化学分析结果换算的重砂品位, kg/m^3 ;

C_n ——一般淘洗的重砂品位, kg/m^3 ;

C_1 ——原矿化学分析品位, %;

C_2 ——矿物中金属平均百分含量, %;

T ——原样重量, kg;

V ——原样体积, m^3 。

或:

$$K_{t4} = \frac{C_2}{C_4} \quad (1-9-8)$$

式中 K_{t4} ——淘洗系数;

式中 K_{t_4} ——淘洗系数;

C_3 ——试样平均品位, kg/m^3 ;

C_4 ——用选矿试验结果中原矿和精矿化学分析结果换算的重砂品位, kg/m^3 。

或:

$$K_{t_5} = \frac{C_3}{C_k} \quad (1-9-9)$$

式中 K_{t_5} ——淘洗系数;

C_5 ——生产品位, kg/m^3 ;

C_k ——勘探品位, kg/m^3 。

(3) 砾石校正系数

$$K_e = \frac{V_b}{V_1} \times 100 \quad (1-9-10)$$

式中 K_e ——砾石校正系数, %;

V_b ——大于泵筒内径的砾石体积, m^3 ;

V_1 ——测定样品总体积, m^3 。

(4) 工程检查系数

$$K_g = \frac{C_g \times H_g}{C_z \times H_z} \quad (1-9-11)$$

$$K_c = \frac{C_g}{C_z}$$

$$K_h = \frac{H_g}{H_z}$$

式中 K_g ——工程检查系数;

K_c ——品位误差系数;

C_g ——浅井矿层平均品位, g/m^3 ;

C_z ——钻孔矿层平均品位, g/m^3 ;

K_h ——厚度误差系数;

H_g ——浅井矿层平均厚度, m ;

H_z ——钻孔矿层平均厚度, m 。

(5) 总校正系数

$$K = K_s \times K_t \times (1 - K_e) \times K \quad (1-9-12)$$

式中 K ——总校正系数

$$Q = Q_1 \times K \quad (1-9-13)$$

式中 Q ——校正后矿物量;

Q_1 ——校正前矿物量。

3) 分析评价校正系数资料应注意的问题

(1) 测定各种校正系数的样品要有充分的代表性。根据国家地质总局1977年颁发的《金属非金属矿产地质普查勘探采样规定及方法》的规定和砂矿床生产资料, 归纳出的各种校正系数样品采样要求, 见表1-9-17。

(2) 注意研究地质和勘探因素对校正系数的影响, 以帮助判断各种校正系数测定值

各种校正系数样品采样要求表

表 1-9-17

样 品 (工程)	采 样 要 求	样品(工程)数(个)			需考虑的可变因素
		大型矿床	中型矿床	小型矿床	
1	2	3	4	5	6
松散系数测定样品	(1)在浅井施工同时采取。 (2)必须在不同地貌单元、不同层位,不同岩性段中分别采取	30	20	10~15	用浅井勘探并用实方计算品位的矿床不进行校正,可少取
淘洗系数测定样品	(1)可在勘探工程或坑道、露头中采取,一般在浅井中采取。 (2)必须考虑有用矿物物理性质,含量、岩性等因素,在平面上均匀布点采取	20~30	10~20	5~10	当淘洗质量不稳定或对其有怀疑时,应增加样品,直至结果接近常数为止
砾石校正系数样品	在淘洗浅井样品时按不同的含砾层位测定	20~30	10~20	3~5	对钻探手段能取出砾石或含砾少的矿床,如海滨砂矿可不测或少测,一般全区取2~3个
工程检查系数检查工程	(1)用专门施工的检查浅井进行检查。要求检查与被检查工程中心线重合,需移动时 $>0.5\sim 1.0\text{m}$ 。 (2)检查浅井采样层位、样长与被检查钻孔必须对应	>15	5~15	3~5	(1)用钻孔验证钻孔误差不大时,可用钻孔检查,但仍要施工2~3个浅井。 (2)大水或深埋砂矿床可用大口径钻孔(400mm)或4个钻孔代替检查浅井

的准确程度。

松散系数的大小与砂矿层粒度、含泥量、矿砂胶结程度的关系密切,颗粒愈细、含泥量愈大、胶结性强且含水时,松散系数越小,反之则大。

淘洗系数与沉积物性质、矿物颗粒大小、富集程度和淘洗技术水平关系密切,矿物颗粒愈细、淘洗技术愈差、淘洗回收率愈低,淘洗系数就偏大。

砾石校正系数随砂矿成因类型不同而有所区别,在河流冲积砂矿床中测定该系数十分重要;海滨砂矿因砾石少、含砾量低而使该系数不具多少意义。

工程检查系数则与勘探技术因素有密切关系,如检查工程布置的位置、对比范围的可比性、淘洗方法等。

(3)认真分析淘洗系数测定的可靠程度。根据生产矿山经验,勘探阶段求得的淘洗品位,一般低于生产品位10~70%;淘洗品位与化验分析品位相比一般低1.5~2.0倍。如淘洗系数偏大,则难于用以校正储量。更为严重的是如淘洗品位过低,易造成矿区评价错误。例如某砂锡矿,勘探时先采用淘洗品位进行评价,由于淘洗品位与化验分析结果相差8倍,而且未进行淘洗系数校正,计算的矿区平均品位仅 $224\text{g}/\text{m}^3$ 、金属储量也只有182.8t,使得矿床被认为不具工业价值。若干年后,根据锡矿物分布特征,用化学分析方法测定品位重新评价矿床。其含锡品位由原万分之几变为千分之几,金属量达4918.7t,

不仅矿床具有了工业利用价值,而且开采后成为所在矿务局主要盈利矿山。据此在分析评价淘洗系数测定资料时,必须充分研究制约系数测定值高低的各种因素和测定的可靠程度,必要时还应采用化学分析手段进行对比验证,以检查对矿区评价的正确性。

(4) 淘洗品位接近表内边界指标时,要特别注意松散系数校正。某砂矿工业指标规定的工业品位为 $100\text{g}/\text{m}^3$,未经校正的松方品位为 $72\text{g}/\text{m}^3$ 达不到矿石要求。经松散系数(1.4)校正后,实方平均品位为 $101\text{g}/\text{m}^3$,证明不仅是矿石而且达到表内矿的要求。

(5) 工程检查系数一般应大于1,如果小于1则应进行检查,找出原因并且采取相应处理办法。在实践中,各矿区的处理方法不完全雷同。如个旧砂锡矿区的经验说明:工程检查系数在 $0.8\sim 1.4$ 时,对储量影响不大,可不进行校正;工程检查系数超出上述范围时,应按不同情况考虑处理。如超出上述范围而有一定规律可循时,可用工程检查系数校正储量;如超出上述范围而又无规律可循时,说明钻探手段不能控制矿体的变化,必须对矿区勘探手段进行研究,改用适于控制矿体的手段。

9.2.2.6 地质勘探工作质量

地质勘探工作质量是保证地质勘探资料可靠程度的基础,也是评价勘探程度的重要依据。有关规范对砂矿的各项勘探工作质量作了明确规定。在分析评价时对其是否满足规范要求必须深入对照研究。

1. 地貌及第四纪地质测量的要求

进行地貌及第四纪地质测量的目的是为了确定地貌形态、成因类型及其发育程度;查清地形的形态特征,确定第四纪堆积物的成因类型,划分地层、鉴定时代,查清第四系地层岩性与砂矿成矿的关系,研究地貌及第四纪地质的发展历史,确定砂矿的成因类型和分布规律等。通过地貌及第四纪地质测量,应编制同比例尺的地貌图和第四纪地质图。

2. 地形测量的要求

砂矿地形测量范围必须满足砂矿地质测量要求,其测量精度视矿床规模及开采需要而定。规模大、形态简单的河床、海滨等带状大中型砂矿床地形图的比例尺一般为 $1:2000\sim 1:5000$,小型砂矿床一般为 $1:2000$ 。

凡属露天开采的砂矿,须在剥采范围外,设测量永久标志;在矿体两侧紧邻剥采边界上,需建立勘探线标记,便于生产探矿和开采中使用。

3. 勘探工程质量

1) 探槽

要求清楚地揭露矿体顶底板界线、切穿矿体的厚度。一般底板揭露厚度不得小于 0.5m ,规律清楚的底板也要大于 0.2m 。

槽帮及槽底要平整清洁,清楚显露出矿体的组织结构,不得有上下左右的岩粉、矿泥污染,保证素描观察和取样分析精度。

2) 检查浅井

检查浅井深度一般要求揭露矿体全厚,并深入底板 $0.5\sim 1.0\text{m}$ 。

3) 砂钻

(1) 砂钻孔位偏离勘探线一般应小于 5m 。

(2) 岩矿心采取率按钻头内径的实测体积与理论体积之比计算,一般松方采取率为

0.8~1.3。砂金、砂锡、稀有金属砂矿地质勘探规范要求的岩矿心采取率,见表1-9-18。

砂金、砂锡、稀有金属砂矿岩矿心采取率表

表1-9-18

矿 种	岩 心 采 取 率 (%)	矿 心 采 取 率 (%)
砂 金	不大于松散岩石在不注水情况下的松散系数(一般80~130)	
砂 锡	松方平均 ≤ 90 或实方 ≤ 75	单工程松方80~120
稀有金属砂矿		松方 $\leq 80 \sim 130$,因其它原因增大的,应不大于相应进尺的30%

(3) 钻探工程要深入基岩面以下0.1~0.3m,并取出鉴定岩性需要的足够数量的岩粉。若松散层特别厚时,一般控制到矿层以下2m,但应有部分有代表性的钻孔揭露基岩,以防漏矿。

(4) 防止将砾石当成基岩而停钻。如遇到不能穿过的大砾石,可移动钻孔位置重新钻进。

4. 地质取样质量

(1) 砂钻取样应在不同岩层内分段连续进行,样长一般0.5m,矿化比较均匀时为1m。换层或进入基岩时,样长小于0.3m的样品可并入前样,大于0.3m的划为单独样。各矿床具体样长确定需视矿床情况按矿种规范要求确定。如砂金矿规范规定钻孔在泥砂层中钻进时样长 > 1 m,接近矿砂层和在矿砂层中钻进样长为0.2~0.5m。砂锡矿规范规定,样长一般0.5~1.0m,稀有金属砂矿规范规定样长一般1~2m,初期施工的钻孔要求0.3~1.0m。

(2) 全巷法取样,一般适用于金刚石、贵金属、宝石等砂矿,要求连续或按一定间距将井、巷内全部砂矿采出作为样品。

(3) 铁筒法取样,主要在流沙层中使用。该法使用的铁筒可用汽油筒自制,筒长0.5m。取样时,每次将筒打入砂层0.2~0.3m,取出筒内砂并立即挖出筒外流沙,然后再将筒往下打0.2~0.3m,又取出筒内砂、挖去筒外沙,如此反复直至达到采样深度为止。在采样中防止流沙涌入筒内甚为重要,以免使样品缺乏代表性。

5. 重砂样品加工要求

(1) 野外重砂淘洗地点必须清洁,不允许在混浊的水中淘洗,水流速度要求缓慢。

(2) 含泥样品脱泥时,要防止细粒有用矿物流失。

(3) 淘洗时,淘砂斗下必须垫上油布,以回收尾砂再淘。

(4) 经常检查淘洗质量,并应建立检查制度。

(5) 同一矿区的淘洗方法及流程必须统一,不允许一个矿区内用两种方法。淘洗流程要有试验资料说明其可靠程度。

6. 重砂样品分析鉴定要求

(1) 重砂样品应按规范要求及时在野外现场进行粗淘。如砂金要求淘至肉眼观察尾

砂中无金才能停止,砂锡要求淘至灰砂为止。对野外粗淘结果亦应按规范要求进淘洗质量检查。如砂金,需对矿床含金基本分析样品的10%进行尾砂淘洗检查,求得淘洗系数,经检查计算的淘洗系数一般不大于1.02。砂锡需按10%的比例检查淘洗尾砂,同时抽取原矿样品做化学分析检查对比,当淘洗回收率很低,而又无法提高时,不能采用淘洗品位计算储量。稀有金属砂矿按5~10%比例检查淘洗尾砂,尾砂淘洗获得的重矿物量不得大于原样相应重矿物量的5%,样品合格率应 $\geq 90\%$ 。

(2)对淘洗获得的样品应进行主要矿物的单项(基本)分析、伴生重矿物的多项分析和组合分析,还要做少量全分析。有的矿种还要做物相分析,如砂锡,以说明有用元素赋存状态、评价其工业利用价值。各种分析的数量应符合各矿种规范的规定。

在作砂金的单项分析时,金的分离和鉴定(挑金)不得漏掉相当于0.1mm的金粒两粒以上,金的称重须在精度为十万分之一以上的天秤上进行。

重砂分析鉴定资料中,应有有用矿物特点的描述,如晶形、圆度、粒度大小、颜色、硬度等内容。

(3)应按规范要求对重砂分析鉴定进行质量检查。单项(基本)分析样品应分期分批进行内检和外检,其它分析也应进行相应内、外检。砂锡、稀有金属砂矿规范对其内、外检合格率的规定,见表1-9-19。

砂金、砂锡、稀有金属砂矿内检和外检合格率表(%) 表1-9-19

矿种	类别	内 检		外 检	
		样品数	合格率	样品数	合格率
砂 金	分离和鉴定	15	90	3~5	80
	称 重	20		5~10	
砂 锡	重砂格淘	5~10	90	3~5	80
稀有金属砂矿		5~10	≥ 90	3~5	≥ 80

注:1.表中样品数栏内数字,除砂金内检栏为每批样品百分比外,余均为样品总数百分比;

2.砂金内、外检,砂锡内检合格率栏中,合格率为60~90%时,应补检超差百分数的未检查样品,合格率 $< 60\%$ 时全部返工;

3.砂锡外检合格率栏中,合格率 $< 80\%$ 时,与送检单位研究处理。

9.3 砂矿床工业指标

9.3.1 砂矿床工业指标内容及应用范围

砂矿床工业指标内容及应用范围见表1-9-20。

表1-9-20所列指标系砂矿床工业指标基本内容,制定工业指标时,根据砂矿床各自的特点,常需增加内容。砂金矿工业指标常增加下列内容:

(1)通道要求,在指标中规定采掘船通道宽度、深度和位置;

(2)采幅高度(地下开采的砂金矿中使用);

砂矿床工业指标内容及应用范围表

表 1-9-20

砂 金 矿 工 业 指 标		其 它 砂 矿 工 业 指 标	
指 标 内 容	应 用 范 围	指 标 内 容	应 用 范 围
1	2	3	4
(1) 边界品位(g/m^3)	划分矿石和废石界线的指标。用于圈定矿体边界, 平面上用于单工程、剖面上用于单样。有混合砂和矿砂层两种。混合砂指标用于露天开采的砂金矿床, 矿砂层指标用于地下开采的砂金矿床	(1) 边界品位($\%$, g/m^3)	划分矿石和废石界线指标。有化学分析品位和淘洗品位两种表示方式, 均用于剖面之单样品位要求
(2) 块段最低工业品位(g/m^3)	划分表内矿石和表外矿石指标。有混合砂和矿砂层两种, 混合砂指标用于露天开采, 矿砂层指标用于地下开采	(2) 工业品位($\%$, g/m^3)	划分表内矿石和表外矿石指标。有化学分析品位和淘洗品位两种表示方式。最低工业品位有用于单工程、块段、矿体、矿区之分
(3) 最小可采宽度和最小可采厚度(m)	砂金矿品位达块段最低工业品位前提下, 满足开采正常作业需要的最小指标, 用于划分表内、外矿石。宽度指标用于露天开采, 厚度指标用于地下开采	(3) 最小可采厚度(m)	可以分采的单矿层矿体最小厚度, 用于单工程和储量计算块段
(4) 夹石剔除长度、宽度和厚度(m)	不同开采方法开采过程中能分采保留的无矿地段最小标准, 是划分表内矿石和表外矿石的指标。夹石剔除长度、宽度用于露天块段平、剖面上圈定夹石。夹石剔除厚度用于地下开采圈定夹石	(4) 夹石剔除厚度(m)	划分矿石和废石指标, 用于圈定夹石
(5) 矿体最低可采矿砂量(万m^3)	在开采合理服务年限内, 能满足采选能力要求的最少矿砂量, 用于采选单一全面开采法	(5) 剥离系数(剥采比)	用于露天矿, 有工程剥离系数和块段剥离系数。前者用于单工程, 后者用于块段

(3) 最小可采宽度米克值。露天全面开采时, 矿体中出现小于最小可采宽度而品位较高地段时, 用米克值(g/m^2)衡量其应划为表内矿石、或是划为表外矿石。达到米克值指标则划为表内矿, 反之划为表外矿。

米克值(g/m^2) = 块段最低工业品位(g/m^3) $\times$ 矿体最小可采宽度(m)

(4) 最小可采厚度米克值或米百分率。矿砂层单工程厚度小于可采厚度而品位较高时, 采用米克值或米百分率指标确定矿砂层和废石界线。

米克值(米百分率) = 最低工业品位(g/m^3 或 $\%$) $\times$ 最小可采厚度(m)

(5) 砂金矿床中主要矿体以外需要单独提出小矿体指标时, 可规定小矿体的边界品位和最低工业品位, 并与矿床工业指标同时下达。此种情况多发生于带支谷砂矿的河流冲积砂矿区。如石头河子砂金矿区, 主要矿体按混合砂制定指标, 边界品位为 $0.09\text{g}/\text{m}^3$, 最低工业品位为 $0.21\text{g}/\text{m}^3$ 。对各支谷矿体品位指标规定为: 边界品位 $0.1\text{g}/\text{m}^3$ 、最低

工业品位 $0.24\text{g}/\text{m}^3$ 。

9.3.2 制定砂矿床工业指标所需资料

制定砂矿工业指标所需的资料包括矿床地质勘探资料和地质队推荐的工业指标意见。对于黄金矿床(岩金、砂金),国家计委计土[1987]630号文《关于改进金矿储量计算工业指标的暂行规定》中,针对目前情况还作了一些暂行规定,制定砂金矿床工业指标时应遵照该文要求执行。

9.3.2.1 矿床(区)地质勘探资料

1. 文字资料

(1) 矿区自然与经济地理概况。重点说明矿区地理气候特征,有无多年冻土发育,水源、交通、供电条件等。

(2) 砂矿床成矿地质特征。重点说明矿床类型,矿床地质、地形、地貌特征,矿体规模、储量和品位及其可靠程度。

(3) 砂矿床开采技术条件及拟用的开采方法。

(4) 砂矿床选、冶试验资料,包括采样设计、送样说明书及相应附图(如采样点分布图)、试验报告书。

2. 测量数据及图纸资料

(1) 重砂淘洗或化验分析资料;

(2) 各种校正系数的测定资料;

(3) 区域交通位置图;

(4) 大比例尺矿床(矿区)地形地质图;

(5) 矿区地貌及第四纪地质图;

(6) 有代表性的勘探线剖面图;

(7) 矿体顶、底板等高线图;

(8) 矿体等厚线图;

(9) 含水层等厚线图;

(10) 覆盖层等厚线图及剥离系数资料;

(11) 储量试算资料及勘探单位对工业指标的意见。

9.3.2.2 指标方案试算及推荐指标

内容包括建议的工业指标,不同指标方案的储量、品位、技术经济指标等试算对比资料,不同指标方案平、剖面图,以及推荐的依据和说明等。

9.3.3 制定砂矿床工业指标应注意的问题

(1) 目前砂矿工业品位指标中,有的为块段最低工业品位,有的还增加了矿体(区)最低工业品位。砂矿床工业品位指标是否仅适用于块段,或是块段、矿体(矿区)两项指标是否均需下达,尚无统一结论。因此在制定砂矿床工业指标时应根据矿床的地质特征和经济利用情况具体确定。

(2) 在同一矿区的砂金矿床中,常存在不同类型矿体,各个矿体往往不能使用同一种开采方法开采,其工业要求也不相同,因此有时就需要针对不同类型矿体的具体情况,

分别制定工业指标。

(3) 要注意混合砂和矿砂层两种品位指标的区别。混合砂品位指标适用于露天开采的砂金矿体；矿砂层品位指标一般适用于地下开采的砂金矿体。混合砂指标在我国北方应用较普遍。

(4) 最低可采矿砂量要求问题：露天开采法中的采掘船开采，要求指标中制定最低可采矿砂量。采掘船对最低可采矿砂量的要求由采掘船能力大小和合理服务年限计算确定。不同型号采掘船要求的最低可采矿砂量如表 1-9-21 所示。矿床地质条件、开采技术条件和自然条件对采掘船生产能力有较大影响，同一型号采掘船的生产能力我国南方明显大于北方。在制定最低可采矿砂量要求时，必须充分考虑上述影响因素。

对于品位高的砂矿床，因开采经济效益显著，应通过计算回收采掘船基建费用的期限，适当减少对最低可采矿砂量的要求。

(5) 最低可采宽度和夹层剔除宽度要求：采掘船开采法对最低可采宽度和夹层剔除宽度的要求随采掘船型号增大而增大，详见表 1-9-22。

采掘船对最低可采矿砂量要求表

表 1-9-21

采掘船型号(I)	50	100	150	250	300
最低可采矿砂量(万m ³)	140	270	500	1000	1200

采掘船开采可采宽度和夹层剔除宽度要求表

表 1-9-22

采掘船型号(I)	50	100	150	250	300
最小可采宽度和夹层剔除宽度(m)	30	35	40	50	60

生产实践表明，采掘船在开采过程中，不能全部剔除矿体内的夹层，尤其是宽度较小或单勘探线控制的夹层。由于单勘探线对夹层长轴方向的边界不能准确控制，品位也会出现波动，致使开采中夹层难以剔除。在制定工业指标时，应根据采掘船剔除夹层的实际能力和勘探工程布置情况，规定夹层的最小剔除宽度和长度。一般要求夹层剔除宽度应不小于相应型号采掘船所要求的矿体最小可采宽度，夹层剔除长度应大于或等于控制B（或C）级储量两勘探线的间距。

(6) 采掘船通道规格的确定问题：采掘船通道宽度、深度决定于船的技术性能。通道宽度取决于船的最小采幅宽度；通道深度取决于船的吃水深度、安全深度等因素。采掘船通道参考规格见表 1-9-23。

通道长度愈短愈好。一些分散的矿体，尽管具备将通道作为连续矿体开采的条件，但

采掘船通道参考规格表 表1-9-23

通道规格	采掘船型号 (1)					
	50	100	150	200	250	300
宽度(m)	25~30	32~35	40	50	56	60
深度(m)	2.0	2.2	2.7	3.0	3.5	4.0

如果通道过长,必将增加挖掘工作量,延缓挖掘时间而造成经济损失。因此对通道长度需作必要的限制。为使采掘船开采保持稳定的经济效益,目前我国北方地区一般要求采掘船开凿通道的时间不超过一个生产周期的 $1/4 \sim 1/3$ 。采掘船最大允许通道长度计算公式为:

$$L \leq \frac{Q_h T}{3S} \quad (1-9-14)$$

式中 L ——最大允许通道长度, m;

Q_h ——采掘船小时挖方量, m^3/h ;

T ——采掘船年实际生产时间, h;

S ——通道断面面积, m^2 。

(7) 夹层剔除厚度的确定问题:砂矿采用水枪分别开采时,矿层中不连续的小厚度(0.5~1.0m)夹层不易剔除,制定指标时剔除厚度可适当放宽。用斗轮机和电铲开采砂矿时,夹层易于剔除,当矿层中夹层能用肉眼鉴别时,夹层的剔除可要求严一些。总体上说,在砂矿开采中,夹层剔除厚度不宜定得太低,一般以2m为宜。

(8) 水采水运工艺的品位确定问题:水采水运的砂矿床,应以矿石中有用矿物能回收的粒级为基础,正确地确定其边界品位和最低工业品位。当矿物粒度较细、连生体较多时,要增加磨矿和浮选工序。虽然其选矿回收率一般会高于单一重选,但增加了工序,又会提高成本。因此制定指标时应进行经济效益的综合对比,才能使指标制定更切合实际。

(9) 剥离系数的确定问题:对埋藏较深的砂矿剥离系数的确定,要通过技术经济核算,避免将剥离系数过大的矿体划入露天开采范围中。对于埋深不大的砂矿,当覆盖层含有一定的有用矿物,而又达不到工业指标要求时,也要经过技术经济对比,确定是否需要剥离,从而确定矿体圈定的方法,如白水河砂金矿,原按混合砂工业指标圈定矿体,设计时经过技术经济比较,按混合砂开采不合理,又将混合砂圈定的矿体改圈为上覆层和含金砂层,进行剥离分别开采。又如东洞铌铁砂矿,初期认为盖层需要剥离才合理,生产实践证明按混合砂矿体开采经济效益更高,从而改按混合砂指标圈定矿体。

确定砂矿剥离系数时,除计算覆盖层剥离费用外,还必须计算剥离范围内土地征购与复田,森林、经济作物、民房、道路等的拆迁补偿及环境保护等支付的费用。

(10) 注意经济因素对工业指标的影响,不同类型砂矿的开采和加工难易程度不同,开采利用的经济效益有较大的差别。如某锡矿不同矿床类型的矿石,采、选(粗选)加工成本的有差别,见表1-9-24。从表中可看出成本高低对工业指标有直接影响。

市场价格波动,也直接影响最低工业品位指标的高低,某砂锡矿不同锡价相应的最低

某锡矿不同矿床类型矿石生产成本比例表

表 1-9-24

矿床类型	冲积类型	残坡积为主	尾矿为主	含锡褐铁矿为主
采选(粗选)成本	100/100	157.97/100	101.87/100	311.04/100
其中:采矿费	23.77	18.32	22.50	25.48
粗选费	11.68	33.04	17.90	54.24
折旧费	38.97	25.24	39.10	12.82
其它	24.68	23.40	20.60	7.48

注: 100/100中分子为各类型采选成本与冲积类型的成本比例, 分母为该类型中各项成本所占比例。

工业品位, 见表 1-9-25。

某砂锡矿最低工业品位与锡价关系表

表 1-9-25

每吨锡价(元)	最低工业品位 (%)			
	冲积类型	残坡积为主类型	尾砂为主类型	含锡褐铁矿为主类型
1000	0.057	0.170	0.136	0.246
1220	0.052	0.129	0.108	0.200
1728	0.037	0.098	0.076	0.141
2328	0.027	0.073	0.057	0.105

表 1-9-25 表明, 市场价格与最低工业品位成反消长关系。由于市场价格是一个可变因素, 尤其在价格变动频繁时期, 用某一价格制定的最低工业品位, 在生产中其经济意义可能发生变化, 因而制定工业指标时要做好经济动态分析, 预测市场价格的变化, 使所制定的工业品位具有相对稳定性和适应性。

9.3.4 应用砂矿床工业指标需注意的问题

9.3.4.1 品位校正系数的使用

对采用淘洗品位计算储量的砂矿床, 其淘洗品位和储量, 都必须经过各种校正系数的校正。一般情况下, 校正后的品位比淘洗品位高, 校正后的储量也相应比原计算储量大。如果各项校正系数的测定方法、数量及代表性均符合要求, 则应以校正后的品位和储量为准; 如果校正后的品位提高或储量增大许多, 或者出现反常现象, 则应仔细检查各项校正系数测定的代表性问题, 在未得出确切的结论之前, 不宜轻易采用校正后的品位和储量作为设计依据。

9.3.4.2 品位换算

重砂淘洗品位测定的可靠性, 与有用矿物的单体解离程度、粒度、以及淘洗的操作方法和技术熟练程度有密切关系, 往往与原矿化验品位有较大差别。在砂矿生产过程中多用

化验品位而不用重砂淘洗品位。由于重砂淘洗品位可靠性差,校正困难,往往给矿山生产的产量、选矿回收率以及成本等技术经济指标的正确计算带来不良影响,因此在勘探时需用化验原矿品位的方法对淘洗品位进行检查,或直接采用化验品位。在淘洗品位换算成化验品位时,应具备有用矿物不同粒级的有用元素(或金属氧化物)含量比例、非工业矿物(如砂锡矿中的黄锡矿、木锡、含锡硅酸盐等)和脉石矿物含有用元素(或金属氧化物)比例的测定和计算资料,以便为矿山设计中合理地确定淘洗品位与化验品位的差别和有用重砂矿物的选矿回收率等提供依据。

9.3.4.3 砂金砂矿体边界的圈定

砂金矿圈定混合砂的矿体边界时,其顶板为地表线。矿砂层顶板用矿砂层边界品位(单样)圈定。

混合砂底板以工程中最末一个达到边界品位的样品进行圈定。矿砂层底板用矿砂层边界品位圈定。混合砂矿体底板的圈定常用以下方法:当砂金矿体赋存于松散的砂砾层中,矿体底板的圈定,应考虑在保持底板平坦和满足开采要求的前提下,以勘探工程中最末一个大于或等于边界品位指标的样品进行圈定;当砂矿层以下砾石层中存在原始沉积砂矿而且砾石层可挖掘时,可按某一规定的单样品位圈定底板,所圈定的底板可在砾石层中某一标高上或是基岩顶面上;当底板风化基岩裂隙中见砂金时,圈定底板界线首先要判定裂隙中砂金是原始沉积物还是钻探过程中上部含金砂砾层的沉落物,如系后者,则底板只能圈至基岩顶面;如系前者,则底板可圈入风化基岩面以下0.2~0.3m。

9.3.4.4 表内矿和表外矿的划分

除按工业指标要求划分表内和表外矿石外,对处于村镇、农田下的砂矿,如其开采价值不足抵偿搬迁费用,即使品位、厚度达到工业指标要求,也应划为表外矿。如白水河砂金矿处于村庄下的砂矿储量约占表内总储量30%,经技术经济比较后,划作表外储量。

高产田和经济作物区下面的砂矿,进行经济补偿效益计算后,即使得失相当的地段,亦不宜列为表内储量。如派潭、板潭砂矿中的此类储量,虽圈为表内储量,但也难以开采。

在目前工艺条件下不能采出的矿量,如水枪开采的低凹溶蚀漏斗中的砂矿,沿河两岸采掘船或其它方法无法开采的砂矿,超深水下砂矿等,均不宜列为表内储量。

9.3.4.5 采掘船通道使用问题

为了满足采掘船对最低可采矿砂量的要求,充分利用零星资源,常用通道连接可供顺便开采的小矿体。被通道连接的矿体,必须能同主矿体用同一只采掘船开采。通道使用有两种情况,被通道连接、矿砂量较少而品位较高的小矿体,加入通道废石量所计算出的每个小矿体的平均品位大于或等于块段最低工业品位时,这些小矿体可视为表内连续矿体;被通道连接的主要矿体端部或两侧可能顺便开采的小矿体。当加入通道废石量后,小矿体平均品位大于或等于矿段最低工业品位,或开采小矿体经济效益大于挖掘通道所耗经济损失时,小矿体列为表内矿与主要矿体同时开采。以上两种情况,每个小矿体均视为一个块段处理,必须以块段最低工业品位指标衡量后,确定对小矿体的取舍。

9.3.5 砂矿床工业指标制定举例

某砂金矿床的Ⅰ号矿体属冲积河漫滩砂金矿,长18000m,平均宽116m,厚3.5~7.5m,平均4.5m。C+D级矿砂量1700万m³,其中C级矿砂量524万m³,砂金储量Pkg。混合砂平均品位Xg/m³,平均砂金成色940‰,选矿回收率99.52%。矿体底板平坦,矿石含泥率和巨砾率均在5%以下。区内水源充足,但供电和交通条件较差,气候寒冷、冰冻期长,矿体上有多年冻土分布。矿区野外勘探工作已基本结束,并进行了实验室流程试验和工业指标的试算对比,现拟制定其工业指标。

9.3.5.1 矿区开采可能方案的拟定

(1)根据矿床Ⅰ号矿体的地质特征和产出情况,经与类似矿区对比,该矿体适于150t采掘船开采。

(2)按同规模采掘船扩大指标计算,可能的年生产能力为42.7万m³。计算参数和计算结果详见表1-9-26。

150t采金船生产能力计算表

表 1-9-26

计 算 参 数		计 算 结 果
(1)挖斗容积	0.15m ³	小时挖方量
(2)每分钟卸斗数	32个	$Q_h = \frac{0.15 \times 32 \times 60 \times 0.55}{1.25}$
(3)平均满斗系数	0.55	$= 127\text{m}^3/\text{h}$
(4)矿石松散系数	1.25	年生产能力
(5)年工作天数	175d	$Q_y = 127 \times 24 \times 175 \times 0.80$
(6)时间利用率	80%	$= 42.7 \times 10^4\text{m}^3$

(3)按以上生产能力,估计Ⅰ号矿体C级以上储量的生产服务年限为12.27年左右。

9.3.5.2 临界品位计算

1. 计算公式

$$\alpha_0 = \frac{C}{D_2(1-\rho)(1-S_2)e_1Te_2} \quad (1-9-15)$$

式中 α_0 ——临界品位, g/m³;

D_2 ——每克黄金价格, 元;

C ——每m³采选单位生产成本, 元;

ρ ——矿石贫化率, (%) ;

S_2 ——漏矿损失率, %;

e_1 ——选矿回收率, %;

T ——砂金成色(纯度), %;

e_2 ——冶炼回收率, %。

2. 计算参数确定

(1)采、选单位生产成本 C , 一般按不同型号采掘船年生产能力和年生产总成本计算, 亦可参照不同地区的实际生产成本。对采掘船而言, 严寒地区的成本较其它地区高, 船型大的比船型小的成本低。以东北地区为例, 不同地区、不同型号采掘船单位生产成本的比值关系, 参见表1-9-27。本例矿石单位采选成本仍设为 C 。

(2)矿石贫化率(ρ)。矿石贫化主要是混入超挖底板废石造成, 边帮土岩塌落, 开采夹层或矿体外废石、漏金等也是造成贫化的原因, 制定工业指标时贫化率一般取5%。

采掘船生产成本比较表

表 1-9-27

自然地理区划	采 掘 船 型 (1)				
	50	100	150	250	300
北部严寒区	171.5	128.5	124.3~189.6		
东北大部	100		76.38	81.25	

注：表内列数据系以东北大部份地区501采金船的成本为100作基数换算结果。

(3) 漏矿损失率(S_1)。实际应为砂金漏(损)失率,但因目前尚无实际测定资料,现阶段计算中以漏矿损失率代替。实际测定的漏矿损失率最大可达20~30%,指标制定时一般取值为5~12%,按采掘船漏矿回收装置的回收效果选择。本例取8%。

(4) 选矿回收率(e_1)。其高低受矿石性质、砂金粒度、形状、选矿设备及作业条件影响。制定指标时应在试验结果的基础上,考虑生产经验数值选取。一般经验参考值见表1-9-28。本例根据选矿试验结果 e_1 取值为75%。

选矿回收率参考指标表

表 1-9-28

采金船型号(1)	50	100	150	250	300
选矿回收率%	60	65~70	65~75		75~80

(5) 砂金成色(T)。本例由地质勘探队提供资料定为940‰。

(6) 冶炼回收率(e_2)。一般取值99.1~99.5%。本例取值99.5%。

(7) 国家规定黄金价格,其值为一变数,应按计算期间国家所规定的价格为准;本例假设为D。

3. 计算结果

将以上参数代入1-9-15式,得:

$$\alpha_0 = \frac{C}{D \times (1-5\%) \times (1-8\%) \times 75\% \times 940\% \times 99.5\%}$$

$$= 0.19 (\text{g/m}^3)$$

9.3.5.3 边界品位制定

1. 边界品位方案制定

根据矿区样品统计资料,选择0.1g/m³、0.07g/m³和0.05g/m³分别作为Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ方案边界品位试算方案,经试圈矿体和试算储量后,得出表1-9-29的储量对比结果(表列数字均以Ⅰ方案的假设数据为基础换算)。

2. 边界品位方案对比

由表1-9-29所列数据表明,第Ⅲ方案平均品位<0.19g/m³(临界品位),故可舍去。对Ⅰ、Ⅱ方案进一步作经济分析,其技术经济指标对比结果如表1-9-30。

从表1-9-30可见,Ⅰ、Ⅱ方案的单位生产成本一致,而Ⅱ方案的总产量、总利润及资源利润率均较Ⅰ方案高,故以选定Ⅱ方案,即边界品位为0.07g/m³为宜。

9.3.5.4 最低工业品位及最低可采矿砂量确定

1. 最低工业品位确定

储量试算结果表

表 1-9-29

方 案	试算边界品位取值(g/m ³)	试 算 结 果		
		块段平均品位(g/m ³)	矿砂量(万m ³)	砂金储量(kg)
I	0.10	0.20	1000	1000
I	0.07	0.20	1029	1029
II	0.05	0.17	1223	1039

I、II方案经济效益对比表

表 1-9-30

计 算 项 目	符 号	计 算 方 案		备 注
		I	II	
1	2	3	4	5
矿砂量(万m ³)	Q	723	744	(1)表列数据为按比例假设数字; (2) $\Sigma C = CQ(1-S_1)$ (3) $A = D_2P(1-S_1)(1-S_2)\epsilon_1T$ (4) $R = A - \Sigma C$ (5)计算中未考虑废石混入对总成本的影响
砂金量(kg)	P	971.8	1000	
每克黄金价格(元)	D	D	D	
采矿损失率(%)	S ₁	5	5	
选矿损失率(%)	S ₂	5	5	
选矿回收率(%)	ϵ_1	75	75	
砂金成色(‰)	T	940	940	
每立方米采选单位成本(元)	C	C	C	
采选总成本(万元)	ΣC	1000	1029	
产品总产值(万元)	A	2832	2914	
总利润(万元)	R	1832	1885	
资源利用率(%)		97.18	100.00	

根据以上参数按 1-9-15 式计算的结果,以临界品位(α_c) 0.19g/m³作为块段的最低工业品位。

2. 最低可采矿砂量确定

根据不同型号采掘船的合理服务年限和生产能力大小确定最低可采矿砂量。如 1501 采掘船,按最低经济效益考虑的合理服务年限为 10~12 年。根据该矿区实际情况按表 1-9-26 计算出年生产能力为 42.7 万 m³。一般情况下要求矿体最低可采矿砂量为 500 万 m³。而该矿区 I 号矿体 C 级矿砂量为 524 万 m³,亦符合要求。各种型号采掘船最低可采矿砂量计算见表 1-9-31。

9.3.5.5 开采技术条件指标的确定

根据该矿区 I 号矿体产出特征,参照类似矿区 1501 采掘船的生产情况,将其最小可采宽度和夹层剔除宽度分别定为 40m。

9.3.5.6 工业指标推荐方案

根据以上一系列计算和分析结果,将以下工业指标作为推荐方案,经呈报主管机关批准后,即可作为该矿区 I 号矿体储量计算的依据。

(1) 边界品位: Au 0.07g/m³

最低可采矿砂量计算表

表 1-9-31

计 算 参 数		不 露 船 礁 (1) 计 算 结 果				
		50	100	150	250	300
1		2	3	4	5	6
服务年限 (年)		8~10	8~10	10~12	12~15	12~15
小时挖方量计算参数	挖斗容积 (m^3)	0.05	0.1	0.15	0.25	0.30
	每分钟卸矿斗数 (个)	30	30	30	30	30
	溜斗系数	0.65	0.65	0.65	0.65	0.65
	矿石松散系数	1.3	1.3	1.3	1.3	1.3
年生产能力计算参数	小时挖方量 (m^3)	45	90	135	225	270
	年作业天数 (d)	200	200	200	200	200
	时间作业率 (%)	80	80	80	80	80
年生产能力 ($万 m^3$)		17.28	34.56	51.84	86.40	103.68
最低可采矿砂量 ($万 m^3$)		140	270	500	1000	1200

(2) 最低工业 (块段) 品位: Au 0.20g/ m^3

(3) 最小可采宽度: 40m

(4) 夹层剔除宽度: 40m

(5) 矿体最低可采矿砂量: 500万 m^3

9.3.6 砂矿床一般工业指标

根据现行的《砂金矿地质勘探规范》，砂金矿床普查评价的参考工业指标详见表 1-9-32。

砂金矿一般工业指标

表 1-9-32

项 目	露天 开 采						地 下 开 采
	全 面 开 采				水 轮 开 采		
	采 掘 船 开 采						
	南 方		北 方				
	50~100l	150~300l	50~100l	150~300l			
混合砂边界品位 (g/m ³)	0.05~0.07	0.04~0.06	0.06~0.08	0.05~0.07	0.1	0.3~0.5	
混合砂块段最低工业品位 (g/m ³)	0.16~0.18	0.14~0.16	0.18~0.20	0.16~0.18	0.3	0.6~1.0	
最小可采宽度 (m)	30~35	40~60	30~35	40~60	20		
夹石剔除宽度 (m)	30~35	40~60	30~35	40~60			
矿体最低可采矿砂量(万m ³)	150~450	900~2000	100~300	600~1400			
矿砂层边界品位 (g/m ³)						1	
矿砂层块段最低工业品位 (g/m ³)						3	
矿砂层采幅高度 (m)						1.3~1.5	

其它砂矿的一般工业指标, 详见表 1-9-33。

其它砂矿一般参考工业指标

表 1-9-33

矿 种	边 界 品 位		最低工业品位		最低可 采厚度 (m)	夹石剔 除厚度 (m)	备 注
	化验分析品位 (%)	淘洗品位 (g/m ³)	化验分析品位 (%)	淘洗品位 (g/m ³)			
砂 锡 矿	0.02	100~150	0.04	200~300	0.5	2	淘洗时锡石纯度: $S_n > 60\%$
稀 有 砂 矿	残坡积砂铍矿	0.6(kg/m ³)		2~2.5 (kg/m ³)	1.0		品位为手选绿柱石品位
	河流冲积铌铁、稀 钽铌砂矿	(Ta,Nb) ₂ O ₅ 0.004~0.006	(Ta ₂ O ₅) 40	(Ta,Nb) ₂ O ₅ 0.01~0.012	(Ta ₂ O ₅) 250	0.5	≥2
	滨海类锆英石砂矿	(ZrO ₂) 3		(ZrO ₂) 8		0.8~1.5	≥2
稀 土 砂 矿	磷钇砂矿及风化壳		30		50~70	0.5~1	2
	独居石砂矿及风化壳		100~200		300~500	1	1~2
	金红石、铁铁矿砂矿 金红石 铁铁矿	≥1(kg/m ³) ≥10(kg/m ³)		≥2(kg/m ³) ≥15(kg/m ³)	0.5~1	0.5~1	
	松散沉积物中铂砂矿	0.03		≥0.1	0.5~1	1	
	金刚石砂矿	1.5(mg/m ³)		2(mg/m ³)	0.2~0.6		

9.3.7 砂矿床工业指标实例

砂金矿床工业指标实例见表 1-9-34。

砂金矿床工业指标实例表

表 1-9-34

矿 区	边 界 品 位 (g/m ³)		块段最低工业品位 (g/m ³)		最小可采 宽 度 (m)	矿体最小可 采矿砂量 (万m ³)	夹石剔除标准 (m)	
	混合砂	矿砂层	混合砂	矿砂层			宽 度	长 度
浑春河砂金矿	≥0.07	≥0.03	≥0.18 ~0.20	≥0.14 ~0.15	≥40	≥300	≥40	≥400
石头河子砂金矿区	0.09		0.21		70	≥1500	≥40	
罕达气砂金矿区	0.1		0.24		25	200	40~45	

表 1-9-34 中各矿区工业指标尚有以下规定:

浑春河砂金矿:

(1) 连续矿体边部、端部以及夹层附近的块段品位 $< 0.14 \text{ kg/m}^3$ 时, 列为表外储量。连续矿体内部和中间 $\geq 0.1 \text{ g/m}^3$ 低品位块段列为表内储量。 $< 0.1 \text{ g/m}^3$ 者按通道或无矿地段处理。

(2) 通道矿体(块段)用 40m 宽, 3m 深通道连通后符合指标要求者可视为连续矿体。通道量加入被连矿体中计算平均品位, 除拉通后的下部矿层品位达 0.14 g/m^3 以上计入表内储量外, 其它均单列为表外矿或废石。

(3) 最低可采宽度 < 40m 品位高者按米克值计算, 连续矿体 $\geq 7.2\text{g}/\text{m}^2$, 块段矿体 $\geq 5.6\text{g}/\text{m}^2$ 。

(4) 混合砂包括基岩面以下 20cm 之内的岩石。

(5) 混合砂品位 $0.07 \sim 0.18\text{g}/\text{m}^3$ 之间, 块段品位 $< 0.14\text{g}/\text{m}^3$ 时或其它条件不符合工业指标之一时, 均列为表外储量。

石头河子砂金矿区:

(1) 小于可采宽度矿体如米克值达 $14.78/\text{m}^2$ 时可圈为表内矿体。

(2) 21 线两侧所控 400m 作通道处理, 通道宽 80m, 深 4m 废石量 (通道的) 可单独计算。

(3) 各支谷矿体, 边界品位按 $0.1\text{g}/\text{m}^3$ 、工业品位按 $0.24\text{g}/\text{m}^3$ 要求圈定矿体。

罕达气砂金矿区

(1) 品位 $0.1 \sim 0.24\text{g}/\text{m}^3$ 间列为表外矿

(2) 小于可采宽度, 品位较高者按米克值计算, $> 6\text{g}/\text{m}^2$ 者列为表内矿, 否则列为表外矿。

(3) 基岩含金时, 允许将其上 20cm 部分圈入矿体计算储量。

(4) 相邻矿体可用宽 25m, 深 3.5m, 通道相连。通道废石量参加品位计算, 平均品位达最低工业品位者, 可视为连续矿体, 但最后通道废石量不列入储量。

其它砂矿床工业指标实例见表 1-9-35。

其它砂矿床工业指标实例

表 1-9-35

矿区矿种	边界品位		最低工业品位		最小可采厚度	夹石剔除厚度	剥离系数	其它规定
	(g/m^3)	(%)	(g/m^3)	(%)	(m)	(m)		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
个旧砂锡矿		0.05		0.1	1	≥ 2		边界品位为单样, 最低工业品位为单工程
白面山深强砂锡矿	100		工程 200 矿段 400		1	6	≤ 3	
板溪砂锡矿	表内	200	块段 300 矿区 450		0.5	1	> 3	剥离系数 > 3 时, 每增加厚度 $\pm 1\text{m}$, 要求增加品位 $100\text{g}/\text{m}^3$
	表外	100						
东洞、派溪(钨)铁砂矿	40 (钨铁)		80 (钨铁)		≥ 0.5	≥ 2	1.0	圈定矿体计算储量时, 对矿体中单工程剥离系数适当放宽处理, 当工程剥离系数 1.0, 平均品位 $> 80\%$, 按剥离系数增加 0.1, 工程平均品位增加 $8\text{g}/\text{m}^3$
南澳铁砂矿	铁铁矿	富矿 20 (kg/m^3) 贫矿 10 (kg/m^3)	30~45 (kg/m^3) 15(kg/m^3) (表外) 5(kg/m^3)		1	1	< 1	(1) 铁铁矿不包括内陆 (2) 以矿区为单位划分 (3) 伴生组分按含量划 为并列、付产
	独居石	表内 500 表外 20	500					
	萤石	表内 500 表外 300	1000					

续表

矿区矿种	边界品位		最低工业品位		最小可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	剥离系数	其它规定
	(g/m ³)	(%)	(g/m ³)	(%)				
1	2	3	4	5	6	7	8	9
南南铅英石砂矿	表内1 (kg/m ³) 表外0.5 (kg/m ³)		2(kg/m ³)		/			矿物中ZrO ₂ 占80%
石岛铅英石砂矿	1(kg/m ³)	0.043	2(kg/m ³)	0.086	1	1	>1	(1)金红石、铁铁矿为伴生 (2)下矿层剥离比大列为表外
河路口褐铁矿冲积砂矿	表内15 表外10		块段35		1	1±	块段0.5	(1)厚度<0.5m,按m·%计 (2)独居石、锆英石为伴生
某金剛石砂矿	1.5(kg/m ³)		表内2.0 (mg/m ³) 表外1.5~2 (mg/m ³) >2.0 (mg/m ³) 厚度<2		0.2			
	1.5(mg/m ³)				0.2			
酸刺沟砂铂金矿	铂 0.03	0.1	0.05	0.2	0.8			三倍铂加金或为金加铂达左指标亦圈为矿
	金 0.08	0.5	0.18	1.5				
老厂砂铂矿		表内3 表外0.5		块段6 矿体7 表外>0.5	表内1 表外0.5	表内2 表外2		

9.4 砂矿可采矿量计算

由于条件限制,砂矿地质勘探阶段提供的储量不可能全部为开采利用,而采矿设计需要圈定开采范围,以确定有关参数和指标,设计时必须对地质勘探提交的储量重新进行圈定和计算。按设计圈定的开采范围计算的储量称为可采矿量。

9.4.1 可采矿量圈定的要求

9.4.1.1 采用船开采砂矿可采矿量圈定的要求

开采技术条件相同的矿体才能圈为同一采用掘船的可采矿量,在同一采用掘船开采的范围内按后列因素圈定可采矿量和非可采矿量。

1. 可采矿量

下列情况能圈为可采矿量:

(1)能用采用掘船开采的B+C级储量;

- (2) 开采范围内无法剔除的夹层;
- (3) 船采工艺要求圈入的少量D级储量或表外矿;
- (4) 采掘船通道量;
- (5) 超挖底板的土岩量一般列入可采矿量;
- (6) 勘探阶段圈为剥离层, 但开采剥离后无堆放场所的表土量。

2. 非可采矿量

下列情况不能圈为可采矿量:

(1) 在无供水水源时, 含水层厚度小于采掘船疏浚深度要求或无法确定含水层厚度的地段;

- (2) 经机剥后, 干帮高度仍大于4m的地段;
- (3) 地表有不易搬迁的房屋或其它设施的地段;
- (4) 采砂船最大挖深界线以下的矿量;
- (5) 已标注的地下障碍物处, 视开采路线适当扣除部分地质储量;
- (6) 底板坡度大于开采要求, 采取技术措施后仍无法开采的地段。

3. 待估矿量

下列情况需经技术经济比较确定其为可采矿量或是非可采矿量:

- (1) 剥离量大、供水条件差, 储量不大的矿段;
- (2) 有部分胶结性矿砂的地段, 视其易挖性和可洗选性决定;
- (3) 受洪水威胁的矿段, 需根据防洪要求确定。

9.4.1.2 水采及机采砂矿可采矿量圈定的要求

1. 单工程圈定

混入覆盖层或夹层后, 含矿砂层工程平均品位 $\geq$ 规定的开采平均品位时, 混入部分可圈为可采层。

2. 剖面上圈定

(1) 剖面上的矿体上、下界线应以开采矿段上下边界线为界。出露地表的矿体, 其上界线为地形线。

(2) 在同一开采方法可采范围内, 不考虑第四纪地貌单元、含矿层不同等因素, 只按可采品位、厚度为依据进行圈定。

(3) 远离主矿体的单工程(或少数工程)揭露的矿体, 应单独圈出。

(4) 矿层尖灭点, 宜按开采块段边界矩形闭合于两工程 midpoint。工程间距超过相应储量级别勘探网密度时, 可依据相应储量级别所规定的勘探网度有限外推, 外推部分应降级。

(5) 品位较富, 见矿长度小于可采厚度的工程, 采用米克值计算圈定。

3. 平面上圈定

(1) 将每条剖面上圈定的可采矿量边界点垂直投影于平面上, 依次连接各点所得封闭图形, 即为可采矿量的平面范围。

(2) 根据采矿工艺重新划分矿体或块段时, 应将剖面和平面对比, 在原块段基础上按开采要求重新圈定。

斗轮机开采要求划分矿带, 矿带宽一般为15m、长约90m左右。

水枪砂泵开采要根据水枪能力和开采技术条件划分矿块。矿块尺寸一般为150~200×

150~200m。

(3)矿体边界根据开采块段外缘界线圈定。圈入的夹层、夹石参加可采矿量计算,未圈入的边角表内储量作为矿量损失计算。

9.4.2 可采矿量计算

9.4.2.1 可采矿量计算要求

(1)在圈定的可采矿量范围内,按不同的开采方法分矿体、块段(一般相邻勘探线之间的连续矿体划为一个块段)、储量类别、级别,计算可采矿砂量、平均品位和金属量(或矿物量)。计算方法尽可能简化。

(2)在首期开采地段范围内,应分块段计算能满足初期开采3~5年(移动式选厂)或8~10年(固定式选厂)的可采矿量。

(3)计算主要组分储量的同时应计算伴生组份储量。

(4)要注意重砂淘洗品位与化验分析品位的区别,注意有关校正系数应用的合理性。

(5)各种参数与储量计算方法的采用应尽可能与地质勘探阶段一致。

9.4.2.2 可采矿量计算参数的确定

1. 品位

(1)单工程平均品位,当样长相等时,用算术平均法计算工程平均品位;当样长不等而品位变化幅度又大时,用样品长度加权平均计算。

(2)线(剖面)平均品位,线上工程间距相等,品位与厚度变化无比例关系时,用算术平均法计算;品位与厚度成正比或反比关系时,用厚度加权平均法计算;工程间距不等时,用影响面积加权计算。

(3)块段平均品位计算,用剖面法计算储量时,块段平均品位用面积加权计算、或用矿体在剖面上的长度乘平均厚度之积加权计算。用地质块段法计算储量时,块段平均品位用工程品位算术平均计算或用工程影响面积(厚度乘工程影响距离)加权平均计算。

(4)矿区平均品位计算,用矿区总金属量除以矿砂体积求得平均品位。

2. 厚度

(1)单工程厚度,混合砂层单工程厚度为矿体底板至地表的全部厚度,中间不划出夹层。矿砂层单工程厚度为矿体顶、底板内所有样品长度之和。

(2)剖面、块段平均厚度,当工程间距一致时,平均厚度以算术平均法计算;当工程间距相差较大时,则用工程影响长度加权计算。

9.4.2.3 常用可采矿量计算方法

1. 直线法(又称剖面法)

适合于用平行垂直剖面法勘探的较稳定的砂矿床。此法计算简便,计算时可用两种方式求得块段储量。

(1)用两相邻剖面的线储量平均值,乘两剖面间距得出块段储量。各块段储量之和即为矿区(体)总储量。

(2)各勘探剖面的线储量乘勘探剖面影响距离(两剖面距离 $1/2$),得块段储量。各块段储量之和即为矿区(体)总储量。

2. 地质块段法

未按规则勘探线布置勘探工程的矿体,一般采用地质块段法计算储量。矿体品位、厚度变化不大、产状平缓的矿床也可用此法。

9.5 砂矿设计地质图件编制

9.5.1 地质图件种类

砂矿设计所需的地质图件种类,按用途分为两类,即提供采矿设计使用的地质图件,和本专业初步设计需要编制的附图。还可分为自编图件和复用图件。上述各类地质图件均以地质勘探提供的资料为基础,进行编制或直接引用。

9.5.2 各种地质图件的内容

9.5.2.1 自编的主要图件内容

专业自编的地质图件主要供采矿设计使用,其中部分图件亦常选作初步设计附图。

(1)开采设计综合地形地质图:在地质勘探提供的地形地质图(见图1-9-11)上增加可采储量范围界线、设计计算的可采储量成果(分块段、分级别的品位、厚度、矿石量、金属量或矿物量)、纵剖面或纵投影位置。采掘船开采还要求反映障碍物的范围、含水层厚度小于采掘船飘浮深度的地段和无水地段、巨砾集中分布区段、冻土带类型及分布范围等。

(2)开采阶段地质平面图,砂层较厚或沿山坡地形分布的倾角较陡、高差较大的矿体,用机采机运时需编制阶段地质平面图。开采阶段地质平面图以综合平面图,纵、横剖面图为依据编制。

图的主要内容包括:矿体界线、矿石类型、储量级别和勘探工程位置、编号,纵、横剖面位置及编号,可采储量范围等。

(3)横剖面图。在原地质横剖面图(见图1-9-12)基础上增加可采储量范围及有关储量计算参数。

采掘船开采尚须标明洪水、正常、枯水三种水位线和冻土范围等。

机采、机运需标明含水层和非含水层的界线,静止水位线。岩溶地区尚须标明溶洞范围、基岩起伏界线、溶洞、溶沟中的不可采储量。

(4)纵剖面图。为研究砂矿长轴方向的变化、确定采掘船逆流而上的纵向坡度角需编制本图。冲积型砂矿按水流方向沿砂矿床的中心部位切制。根据需要还可在中心两侧按50~100m或更适宜的距离,编制若干个平行纵剖面。其它成因类型砂矿,则沿矿床长轴方向编制纵剖面。纵剖面上应标明的内容与编制的横剖面基本相同。

(5)纵投影图,设计中用作储量块段结构划分依据。在原地质勘探纵投影图上增加阶段标高划分线、开采范围等。地下开采尚须标明开拓工程的投影位置等。

9.5.2.2 复用图件内容

地质专业复用图件主要作为初步设计附图使用。作初步设计附图用的复用图一般有:

(1)区域地质图;

(2)矿区地形地质图;

- (3) 矿区地貌图;
- (4) 矿区第四纪地质图;
- (5) 矿区典型地质剖面图;
- (6) 矿体纵投影图;
- (7) 储量计算平面图;
- (8) 矿体顶、底板等高线图;
- (9) 矿区覆盖层等厚线图;
- (10) 矿区含水层等厚线图

9.6 砂矿基建探矿和生产探矿设计

9.6.1 基建探矿设计

9.6.1.1 目的和任务

为满足矿山基建投产初期贮备矿量的需要,砂矿开采设计时一般均需进行基建探矿设计。

其主要任务是在首采地段内,通过加密探矿工程,使C级和个别D级储量升级为B级,进一步控制矿体边界,查明矿体底板的岩性、产状、形态及其变化情况,查明矿体内部结构和品位变化,查明矿体上部覆盖层和矿体内夹层的岩性、厚度和含矿性,重新圈定矿体、计算储量。

9.6.1.2 基建探矿手段、工程间距和工程布置原则

1. 基建探矿手段

主要有钻探和井探两种。一般采用钻探特殊矿种(如金刚石等)和特殊地质条件下,采用井探。

2. 基建探矿工程间距

一般探求B级储量的工程间距为地质勘探C级工程间距的2~4倍。如某海滨砂矿,原地地质勘探C级工程间距为 $400 \sim 800 \times 40 \sim 80\text{m}$,基建探矿B级工程间距为 $100 \sim 200 \times 10 \sim 20\text{m}$ 。采掘船基建探矿工程间距见表1-9-36。

3. 基建探矿工程布置原则

勘探线方向应尽可能与地质勘探阶段的勘探线方向一致;要结合开采方法划分的开采块段布置探矿工程。

采掘船基建探矿工程间距表

表 1-9-36

通用条件	I、I类勘探类型		II类勘探类型	
	大、中型采掘船开采		小型采掘船、水采、机采等	
	非过采区	过采区	非过采区	过采区
基建探矿B级工程间距(m)	100×20	$100 \sim 200 \times 20$	50×20	$50 \sim 100 \times 20$
地质勘探C级工程间距(m)	$400 \sim 800 \times 20 \sim 40$		$100 \sim 200 \times 10 \sim 20$	

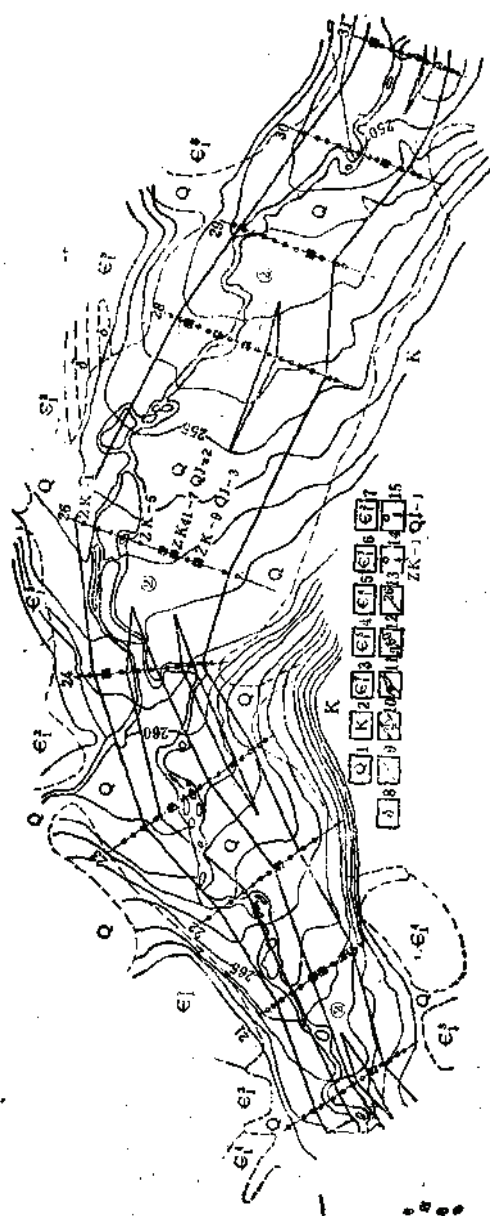


图 1-9-11 某砂矿地形地质图

1—第四系冲积物, 2—下白垩统凝灰岩, 3—含砾长石砂岩, 4—灰黑色粉砂质泥灰岩, 5—灰绿色中粗粒长石砂岩, 6—灰白色大理岩, 7—灰黑色粉砂质板岩, 8—闪长岩, 9—地槽界线, 10—矿体界线及编号, 11—河流, 12—地形等高线, 13—勘探线及编号, 14—钻孔及编号, 15—浅井及编号

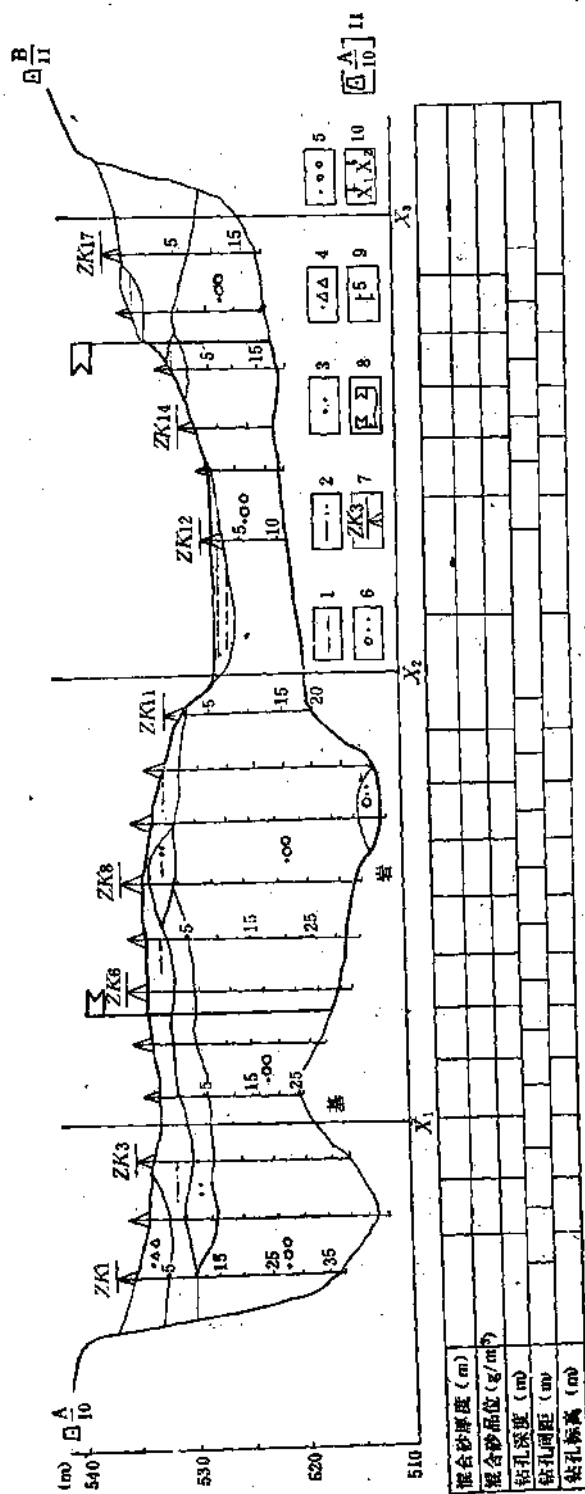


图 1-9-12 某砂矿勘探线横剖面图

1—粘土, 2—含砂粘土, 3—砂, 4—含砂砾石, 5—砂砾, 6—砾石砂, 7—粘土及编号, 8—混合砂金矿体
 编号, 9—取样位置及编号, 10—坐标线, 11—勘探线端测量点及编号 (亦有标注勘探线方位的)

注: 原地质剖面图上样洞编号、表上数字均略去。

9.6.1.3 基建探矿工程量的确定

(1) 依据基建探矿工程布置图统计工程量。

(2) 依据下列公式计算基建探矿工程量。计算公式:

$$N = \frac{Q_y Y}{S H} - N_k \quad (1-9-16)$$

$$N = \frac{Q_y Y}{S H} \cdot n \quad (1-9-17)$$

$$M = H N \quad (1-9-18)$$

式中 N ——基建探矿工程数(钻、井), 个; M ——基建探矿工程量, m; Q_y ——采选设备能力, m^3/a ; Y ——开拓矿量保有年限, 年; S ——基建探矿工程密度, m^2 ; H ——开拓矿量范围内矿体平均挖掘厚度, m; N_k ——开拓矿量范围内原勘探工程数, 个; n ——基建探矿工程系数, n 值大小既受地质勘探工程密度影响, 也受基建勘探工程密度的影响。 n 值可参照表 1-9-37 选取。

砂金矿基建探矿工程系数表

表 1-9-37

勘探类型	地质勘探		基建探矿		基建探矿工程系数 n
	级别	工程密度(m^2)	级别	工程密度(m^2)	
I	B	400×20~40	A	100×20	0.6~0.8
II	B	200×20~40	A	100×20	0.33~0.67
III	C	100~200×20	B	50×20	0.33~0.60

9.6.1.4 取样化验工作量的确定

$$\text{取样数量} = \frac{\text{探矿工程穿过矿层(体)总长度}}{\text{单样长度}} \quad (1-9-19)$$

上式计算得的取样个数, 再考虑 10~30% 的不均匀系数, 即得取样总个数。再按每个单样重量、长度乘以总样数即可得样品总重量和总长度。

根据取样总数和每个样的分析项目, 再考虑 10% 与 5% 内外检, 即可确定化验工作量。

9.6.1.5 基建探矿施工图设计

砂矿基建探矿施工图设计的原则、内容、编制的图件种类等基本与原生矿一致, 可参见本篇第七章 7.2 节。

砂矿一般为露天开采, 其探矿手段主要为砂钻、探井和探槽。砂矿基建探矿设计需编制的图件一般有综合图件和单体图件两类。

1. 综合图件

- (1) 基建探矿工程平面布置图。
- (2) 基建探矿工程系统剖面布置图。

2. 探矿工程单体设计图件

- (1) 砂钻单体设计图。
- (2) 探井单体设计图。
- (3) 探槽单体设计图。

9.6.2 生产探矿设计

9.6.2.1 目的和任务

为满足砂矿生产贮备矿量相应级别的勘探程度要求, 提供编制采掘计划所需地质资料, 以保证矿山生产正常持续进行, 矿山在生产期间必须进行生产探矿工作。生产探矿应超前进行储量升级, 以满足生产贮备矿量要求; 进行开采矿体的探边摸底, 寻找勘探遗漏矿体, 增加矿山保有储量, 延长矿山服务年限。

为了满足生产需要, 生产探矿应超前开采 2~3 年。在我国北方寒冷地区, 为使多年冻土能够改冻, 生产探矿需超前 3 年左右。

9.6.2.2 生产探矿手段和工程间距

生产探矿手段和工程间距原则上与地质勘探和基建探矿相同。经生产实践验证和探采对比总结, 如确认原手段、工程间距不能满足开采要求, 应采取适合开采要求的手段和工程间距。部分生产矿山的生产探矿工程间距见表 1-9-38。

9.6.2.3 生产探矿工程量的确定

生产探矿工程量一般按矿山年生产规模确定, 其计算方法为:

$$N = \frac{\text{年生产规模即开采消耗的矿砂量}(t \text{ 或 } m^3)}{\text{每个工程所控制的矿砂量}(t \text{ 或 } m^3)} \quad (1-9-20)$$

$$\text{或} \quad N = \frac{\text{矿山年开采消耗总面积}(m^2)}{\text{每个工程所控制的面积}(m^2)} \quad (1-9-21)$$

式中 N ——生产探矿工程个数。

N 乘以单个工程的长度即为年生产探矿工程总进尺数。

生产探矿工程量常在生产探矿布置图上统计工程量而求得。

砂矿生探工程间距实例表

表 1-9-38

矿山名称	形态类型	勘探类型	物质来源方向	矿体宽度(m)	地质勘探C级工程间距(m)	生产探矿工程间距	
						A 级	B 级
1	2	3	4	5	6	7	8
新路石灰中砂锡矿	山间冲积	I	明显	>120	50×40		50×20
新路芥民冲砂锡矿	沟谷冲积		明显	100~300	100~180×20~40	50~60×10~20	100~120×10~20
新路金窝肚砂锡矿	洼地冲积		不明显	>300	120×40 60×60	40×20	80×40

续表

矿 山 名 称	形态类型	勘探类型	物质来源方向	矿体宽度 (m)	地质勘探工程间距 (m)	生产探矿工程间距	
						A 级	B 级
1	2	3	4	5	6	7	8
栗木高厘坪砂锡矿	沟谷冲积	Ⅲ	明显	>135	200×20 400×10		100×20~10
大厂洪塘砂锡矿	沟谷冲积		明显	>300	100×10~200×20		100×20
栗木老虎头砂锡矿	风化壳	Ⅲ	堆积	200~400	60×40		30×40
水岩坝岭北砂锡矿	残坡积	Ⅲ	乱	>300	60×60		60×30
白面山深埋砂锡矿	断裂谷	Ⅲ~Ⅳ	不明显	160~249	50~100×20~40	50×10	
南港铁砂矿	滨海冲积	I		400	400~800×40~80		100~200×10~20
个旧牛屎坡砂锡矿	坡残积	I	堆积	1000~2000	100×100	25×25	50×50
东洞铁砂矿	河流冲积	I		140~350	200×20~40		50×20~40
澜沧老厂砂铅矿	洪积漏斗	Ⅲ~Ⅳ		120~190 100~380	50×50		25×25 25×50
石岛铅英石砂矿	滨海冲积	I	明显	80~250	400×80	100×20	200~400×40
石头河子矿区虎力河主流砂金矿	河流冲积	I	明显	296	400×20		50!船 50×20 150!船 100×20
大塘尾矿	尾矿堆积	Ⅲ~Ⅳ		146	60×60	30×30~20	60×30

9.6.2.4 开采取样

分为剥离阶段的取样和生产阶段的取样两类。

1. 剥离阶段取样, 砂矿剥离时一般都要在矿砂层之上保留 20~30cm 的保护层, 以避免资源损失, 为防止覆盖层残留过厚造成矿砂层的贫化, 及时指导剥离工作的正常进行应在剥工作面上进行取样, 特别是在矿砂层与覆盖层无明显标志时, 取样特别重要。

剥离工作面上取样的间距大小, 一般根据矿体顶板水平方向起伏变化大小决定。起伏变化不大时取样间距可大些, 起伏变化大时则应适当加密。一般取一个样代表 50~100m² 范围。

2. 开采工作面取样

(1) 水枪砂泵开采取样。一般在水枪冲采工作面上垂直矿层厚度方向从上至下进行刻槽或挖块取样。刻槽法取样规格一般为 3~5cm×3~5cm×样长。挖块法取样, 主要用于决定矿砂层有用矿物含量的变化一般每米矿砂层中挖取 1~3 个点, 每个点挖取的重量应尽可能相同, 其重量约 0.25~0.5kg。将整个工作面上矿砂层中所挖取的各点中的试样组成一个样或按段分为 2~3 个样。工作面上取样后, 应立即进行淘洗。

(2) 斗轮机开采取样。有工作面取样和斗轮机中取样两种。当斗轮机沿矿带每向前推进 15~20m, 在工作面上用刻槽取样法取样一次。样槽应垂直矿体厚度, 从上到下一次取到底。

$$\text{每个矿带样品数} = \frac{\text{矿带长度}}{\text{取样间距}}$$

(1-9-22)

此外,每隔一定时间还要在斗轮机中进行一次取样。

(3)采掘船开采取样。一般在挖斗中进行,每隔一定时间取样一次。为了防止丢矿,采掘船的挖掘深度一般都要超挖到矿砂层以下20~30cm。对超挖部分要及时取样,以便检查是否已达到超挖深度,避免超挖太深造成砂矿贫化。

上述各项开采取样,一般都在现场随采随淘,及时指导生产。

另外,在生产过程中还有各种不同目的取样。这类样要根据其不同要求进行采取和加工,并据需要送淘洗或化验。

9.6.2.5 矿山地质、测量仪器设备和人员配备

矿山设计时应根据生产探矿和取样工程量大小、开采工作面数量及分布情况等确定矿山地质、测量仪器设备的数量和人员配备。

以45~60万t/a的生产规模(相当于一条砂沟)为例,其矿山地质、测量仪器设备、和人员配备如下。

1. 钻探设备

配备SH-30型钻机一台,主机包括26型汽油机一台。如在矿区内部使用可另购JO51-2型电动机一台。

2. 重砂分析鉴定设备仪器

(1)单辊式磁选机($\phi 80 \times 100$) 1台。

(2)双目显微镜 1台。

3. 测量仪器

(1)经纬仪 1台。

(2)水准仪 1台。

(3)平板仪 1台。

4. 人员配备

(1)地质技术人员 2人。

(2)测量技术人员 2人。

(3)测量工人 4人。

(4)地质工人:

取样淘洗工人 1人。

钻探工人 5人。

第十章 数学地质方法与 电子计算机应用

编写单位 北京有色冶金设计研究总院
长沙黑色冶金矿山设计研究院
鞍山黑色冶金矿山设计研究院
编写人 潘秀保 田世丰 林 参

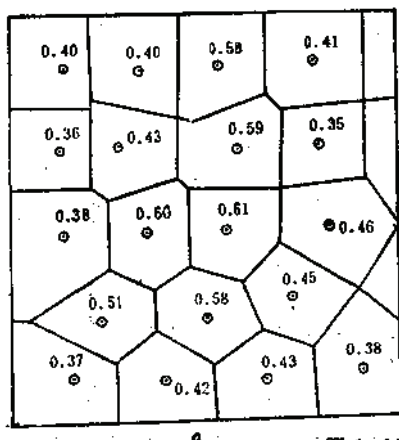
本章以地质统计学为重点, 结合其它方法, 着重介绍它们在地质勘探和矿山设计工作中的应用, 如主要和伴生有益组份的矿石储量计算、回归分析确定体重、合理边界品位确定、勘探工程间距的研究、特高品位确定等。

10.1 多边形法、剖面法、平面输入法储量计算

10.1.1 多边形法及其适用条件

多边形法是利用最近点法则或等影响法则来建立矿体的多边形矿化模型的一种方法。即从某一钻孔出发, 计算它周围邻近钻孔间的距离, 并作每二孔连线的垂直平分线, 各垂直平分线相交形成一凸多边形。此多边形范围内的品位值即为该钻孔的阶段组合平均品位值。图 1-10-1-a 即为运用该方法作出的平面图, 图中的数字即为该多边形的品位。

多边形法也可以建立方块模型, 方块品位的估值采用以下方法: 从该方块中心的座标出发, 找出距离最近的钻孔, 该钻孔的阶段组合平均品位值就是方块的品位值, 图 1-10-1-b 即为该方法原理, 图中的数字即为该方块的品位值 $\times 100$ 。



0	8	8	8	42	42	42	49	49	49	0	0	0	0
2	40	8	8	42	42	42	49	49	49	14	14	14	14
2	40	40	69	69	38	38	43	43	43	14	14	14	14
2	40	40	69	69	38	38	43	43	43	14	14	14	14
39	32	32	72	72	81	81	89	89	48	48	14	14	14
39	32	32	72	72	81	81	89	89	48	48	48	89	9
39	23	23	72	83	83	45	72	72	101	101	89	89	9
10	23	23	23	83	83	45	72	72	101	101	89	89	9
10	10	10	2	2	136	136	92	92	134	134	52	52	7
10	44	64	2	2	136	136	92	92	134	134	52	52	7
48	64	64	2	2	26	26	64	64	161	161	76	76	46
48	48	41	41	26	26	26	64	64	161	161	76	76	46
48	48	41	41	41	17	17	6	6	40	40	100	100	1
23	23	23	41	17	17	17	6	6	40	40	100	100	1
23	23	23	23	22	22	22	9	19	3	3	39	39	1

图 1-10-1 多边形法原理图

a—不规则多边形, b—规则多边形

多边形法适用于品位、厚度变化均匀,构造简单,勘探工程分布较均匀的矿床。此法未考虑矿化异向性的影响范围,只用最近的单孔品位作为块段品位,精度较差,应用不广。

10.1.2 剖面法和平面输入法及适用条件

剖面法、平面输入法与多边形法原理相似,都是按照最近点或等影响法则把一钻孔(或一剖面)的影响范围外推至相邻另一钻孔(另一剖面)间距之半。

剖面法在输入钻孔和坑道工程的有关数据以后,采用合适的公式计算剖面的面积和加权平均品位,再按等影响法则向两侧外推至相邻剖面间距之半。

剖面法适用于各种类型的矿床,尤其是矿化分散,矿体形态、产状、构造复杂,工程不多的矿床。

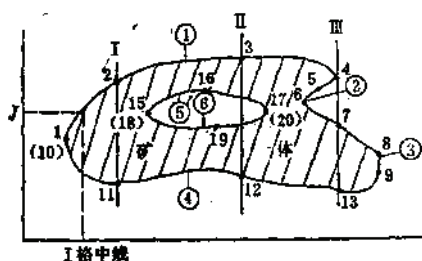


图 1-10-2 矿体特征点示意图
I—I—勘探线编号; ①~⑥—矿体上、下盘与围岩接触线号; 1~19(20)—接触线上的特征点号(1~4表示①; 4~6表示②; 6~9表示③; 10~13表示④; 15~17表示⑤; 18~20表示⑥)

平面输入法采用平面图作为输入信息。即将人工绘制的阶段平面图上的矿体界线,用合适的数学方程式来表示,以反映矿体的平面形态变化规律及空间位置,从而建立三维方块模型,计算矿体的平面面积及储量。如图 1-10-2 所示,将矿体轮廓线分成 6 条(①~⑥)单值接触线,然后将每条接触线上的特征点(大多数是和勘探线的交点、端点和拐点)的数目及座标值输入计算机,计算机则按座标信息转换,三次样条插值,自动划块及储量计算等子程序形成每列网格(沿矿体走向以方块长度尺寸为单位的若干矩形块)的座标、面积、矿量信息。

10.1.3 安徽某矽岩铁矿平面输入法储量计算实例

(1)矿床地质概况:该矿为一大型铁矿床,由三个大矿体和数十个小矿体组成,南北长 4 km,面积 7 km²。矿层赋存于两个向斜和一个背斜之中,地质构造复杂,大小断层共有 43 条,纵横交错,最大断层长达 3000 m,最大垂直断距 200 m,严重破坏矿体,形态变化极大。

矿体产状基本上呈似层状或透镜状,每个矿体均由上、下两个主矿层组成,每层厚度 20~200 m 不等,平均为 100 m。两矿层间距平均为 80~100 m。矿层中夹层甚多,夹石率为 2.87%。

矿石为磁铁矿与赤铁矿两种,地质品位为 $\text{SFe} 28.71\%$,矿石平均体重 3.24 t/m^3 ,岩石平均体重为 2.7 t/m^3 。开采时矿石不分采。

矿床勘探工程间距为 $100 \sim 150 \times 100 \text{ m}$ 求 B 级, $200 \times 200 \text{ m}$ 求 C 级。共打钻孔 404 个,分布在 26 条主线及 19 条辅助勘探线上。勘探最低标高为 -400 m。

(2)块段尺寸确定:根据采矿设计所确定的阶段高度,矿体标高 100 m 水平以上为 12 m,以下为 15 m。块段尺寸为:100 m 水平以上 $30 \times 30 \times 24 \text{ m}$, 100 m 水平以下为 $30 \times 30 \times 30 \text{ m}$ 。矿化区范围(计算范围)长 $\times$ 宽 $\times$ 高为 $4200 \times 1800 \times 735 \text{ m}$,块段总数为 $140 \times 60 \times 27 = 226800$ 块。

(3)计算结果:从 172 m 至 -395 m 共计算 20 个阶段,总矿量 6.26 亿 t。加上 -395 m 以下, 172 m 以上露天采场的矿量,全矿区总矿量为 6.6 亿 t 和地质报告计算的储量 6.7 亿 t 比较相对误差为 1.58%。计算机打印的阶段平面图见图 1-10-3。

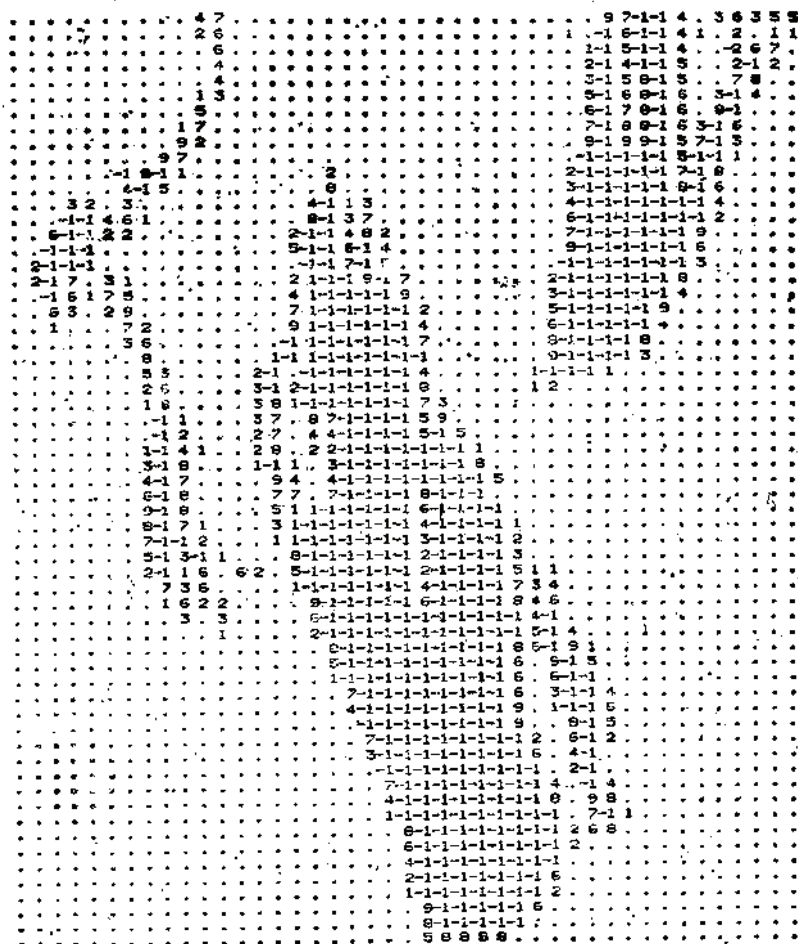


图 1-10-3 某矽岩型铁矿阶段平面图

• —岩石, -1—矿石; 1~9—方块中含矿百分数×10

平面输入法适于矿体形状较复杂、分枝复合、夹层多、产状变化大的矿床。

10.1.4 地形的处理

地形的处理是各种储量计算方法的重要组成部分,影响着储量总体估计的精确程度。

地形处理主要有一元线性插值、二元拟线性插值、距离反比插值、克立格法插值、人工网格法、函数转换仪法等方法,可依计算机配置情况、程序功能和储量计算的精度要求分别选用。下面主要介绍一元线性插值和二元拟线性插值法。

(1) 一元线性插值: 如图 1-10-4-a, 在地形图上找出待估块每列中线剖面 P_i 与地形首曲线交点 y_i 的高程 Z_i 。依 P_i 的顺序把各交点的 y_i 、 Z_i 输入计算机, 依据公式 1-10-1 求块段中心标高。该法手工准备数据的工作量较大。块段中心标高 Z 可按公式 1-10-1 计算:

$$Z = Z_{i-1} + \frac{y - y_{i-1}}{y_i - y_{i-1}} (Z_i - Z_{i-1}) \quad i = 1, 2, 3, \dots, n \quad (1-10-1)$$

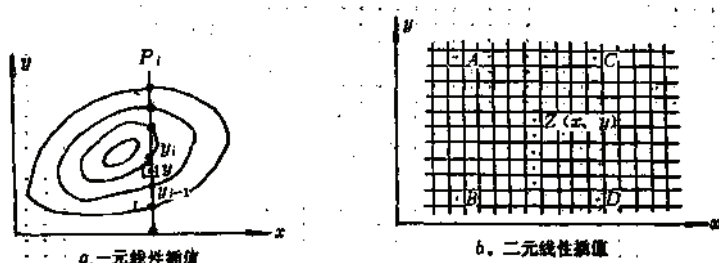


图 1-10-4 一元线性和二元拟线性插值原理图

a—一元线性插值；b—二元拟线性插值

(2) 二元拟线性插值：把地形图上一定正方形网格（如 $100 \times 100\text{m}$ ）交点的高程顺序输入，计算机按 1-10-2 式计算网格内任一块段的高程。如图 1-10-4-b 所示，有网格点 $A(x_i, y_{i+1})$ 、 $B(x_i, y_i)$ 、 $C(x_{i+1}, y_{i+1})$ 、 $D(x_{i+1}, y_i)$ ，当中任一块段高程 $Z_{x,y}$ 的计算式为：

$$\begin{cases} Z_{x,y} = (1-\alpha)(1-\beta)Z_{i,j} + \beta(1-\alpha)Z_{i,j+1} + \alpha(1-\beta)Z_{i+1,j} + \alpha\beta Z_{i+1,j+1} \\ \alpha = \frac{X - X_i}{X_{i+1} - X_i} \\ \beta = \frac{y - y_j}{y_{j+1} - y_j} \end{cases} \quad (1-10-2)$$

10.1.5 工程组样计算和岩石类型的确定

钻孔组样品品位由阶段顶底面相截岩心段内的样品按长度加权平均组合而得，其计算式如下：

$$C = \frac{\sum_{i=1}^n l_i A_i}{\sum_{i=1}^n l_i} \quad (1-10-3)$$

式中 C ——组合样平均品位，%；

l_i ——阶段顶底面相截岩心段内第 i 个样品长度，m；

A_i ——阶段内第 i 个样品的品位值，%；

n ——阶段内样品个数。

组合样坐标是台阶内岩心段中点坐标，由钻孔孔口座标、测斜资料（测斜段深、天顶角、方位角）求得。计算中，设方位角和天顶角偏斜从测斜段中点开始，把这个中点定为钻孔弯曲转换点。钻孔孔口测斜段深度 L_0 为 0，天顶角 α_0 、方位角 β_0 为在开孔处测得的值；第一转换点长度为 $L_1/2$ ，第二转换点长度为 $L_1/2 + L_2/2$ ，第三转换点长度为 $L_1/2 + L_2/2 + L_3/2$ ，天顶角顺序为 α_1 、 α_2 、 α_3 ，方位角顺序为 β_1 、 β_2 、 β_3 ，依此类推各转换点坐标增量按下列获得：

$$\left. \begin{aligned} \Delta X &= \Delta L \times \sin \alpha \times \sin \beta \\ \Delta Y &= \Delta L \times \sin \alpha \times \cos \beta \\ \Delta H &= \Delta L \times \cos \alpha \end{aligned} \right\} \quad (1-10-4)$$

式中 α ——天顶角，为测斜段钻孔中心轴与铅垂线间夹角；
 β ——方位角，为测斜段钻孔中心轴水平投影线与正北方向夹角；
 ΔL ——某转换点长度，m。

利用孔口座标和逐段座标增量可获得各转换点实际座标，通过阶段岩心段中点高程与转换点座标得到组合样岩心段中点座标。

组合样岩心类型是阶段顶底面相截岩心段内占优势的岩性。岩石类型是研究矿化地质特征和估计品位的地质依据。

组合样品位、座标、岩石类型是多边形法、平面输入法、距离反比加权法、地质统计法储量计算使用的基本数据，计算机程序框图如图 1-10-5。

以上是确定矿床三维块段模型组合样的品位、座标、岩石类型的计算方法。对于脉（层）状矿床，可在矿层投影面（或垂直纵投影面，或水平投影面）的二维空间上研究其变化规律，把穿过矿体顶底板的钻孔或坑道的全部样品长度换算成垂直于矿层投影面的厚度，对样品进行组合，计算组合样段中点在二维平面上的座标，供制定二维块段矿床模型使用。

10.2 距离反比加权法储量计算

10.2.1 距离反比加权法及其适用条件

距离反比加权法是运用距离指数函数与品位的反比关系，来表达空间两点的矿化相关性，并在无偏条件下，把变异函数模型中随方向变化的变程作为矿化影响范围，将矿化影响范围内的样品 G_i ($i = 1 \sim n$)，依其与待估块段中心的距离远近，分配不同权重系数 λ_i ($i = 1 \sim n$)，据以估计块段矿石品位和储量的方法。

距离反比加权法的块段平均品位可由公式 1-10-5 给出：

$$G^* = \frac{\sum_{i=1}^n G_i / D_i^m}{\sum_{i=1}^n 1 / D_i^m} \quad (1-10-5)$$

式中 G^* ——待估块段平均品位估值，%；
 G_i ——待估块段周围参与估值的第 i 个样品点的品位值，%；
 D_i ——样品 G_i 与待估块段中心距离，m；
 n ——参与估值样品点的个数；
 m ——距离的幂指数。

当幂指数 $m = 2$ 时，叫距离平方反比加权法。

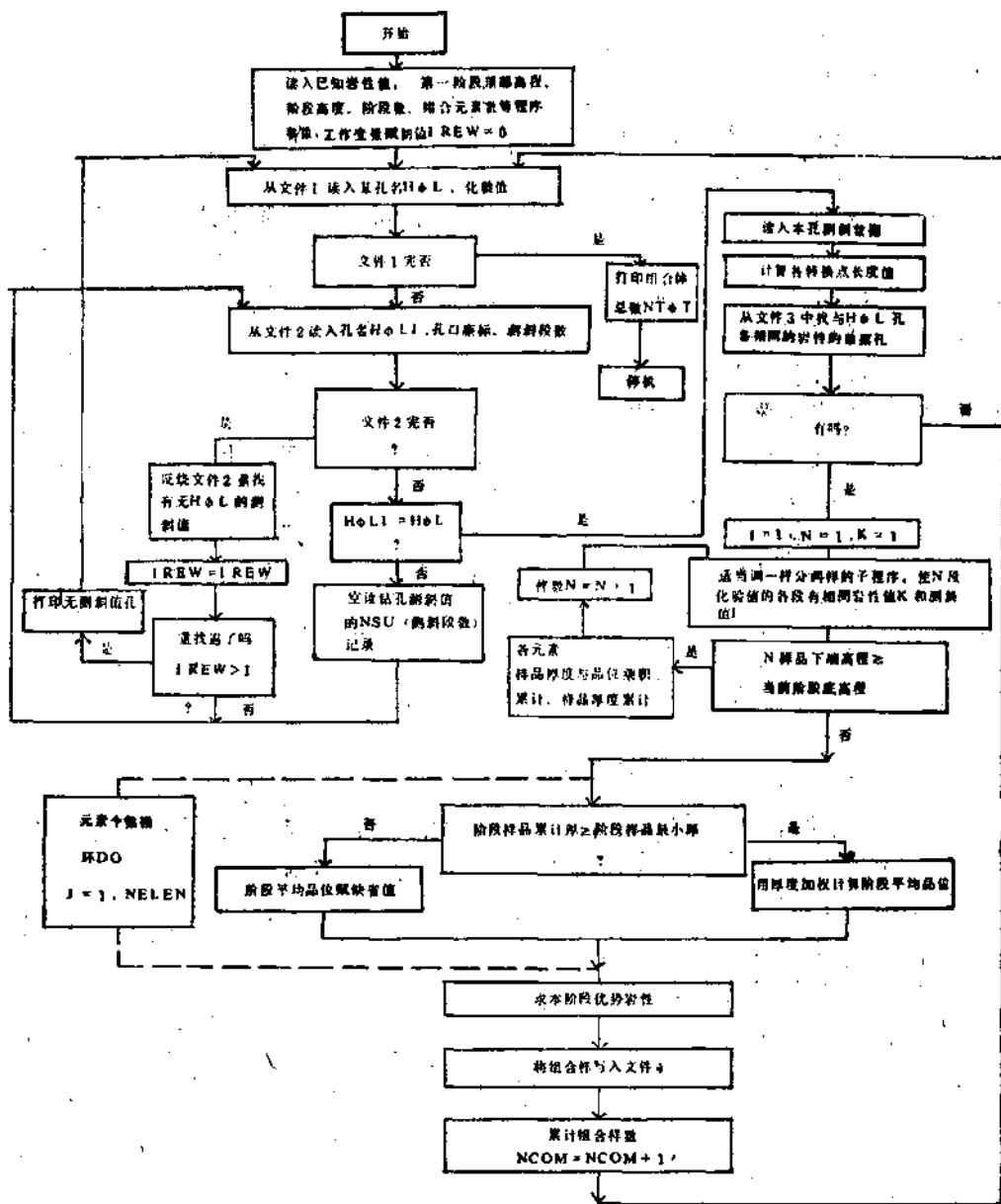


图 1-10-5 组合样品位、座标、岩性计算程序框图

距离反比加权法适用于形态和产状变化不大、工程间距不同的矿床。此法计算快，应用较为普遍。

10.2.2 计算参数的选择

距离反比加权法的估值精度除了受待估块段周围数据点的密度和数量控制外，还取决于影响半径、屏蔽角、距离幂指数等因素。

10.2.2.1 矿化影响半径

应通过变异函数的研究，定量地确定矿化影响半径。各向同性的矿化影响范围是以待估块中心为圆心，以影响半径为半径的球。各向异性的矿化，由于各个方向的影响半径不同，其影响范围是一个椭球。也可以通过对矿化特性的研究，依经验类比法确定矿化影响范围。勘探时，勘探工程密度与矿化复杂程度和连续性是基本适应的，可以用勘探工程间距的1.5倍作影响半径。影响范围以外的样品不参加该待估块的估值。

10.2.2.2 屏蔽角和样品筛选方式的确定

为防止某一方向样品过多对估值影响过大，应引入屏蔽角。以待估块为中心，把影响范围划分成等角度的扇形区，扇形区的扇形叫屏蔽角，屏蔽角一般取 30° 。在待估块段周围的每一个扇形区内，只保留距待估块最近的2~3个样点。对这些保留样点再进一步筛选出实际参与估计的样点。这种筛选有三种方式：品位变化复杂、矿化相关程度小，即块金值大，选用全部保留样点；品位变化不复杂、矿化相关程度大，即块金值小，用靠近被估块中心三点均值加减一定标准差为上、下限，选取上、下限内的样点；矿化与岩性有关，选用与矿化有关岩性的样点。当样品十分靠近块段中心时，一般应将该中心样品人为地移设到大致相当于块段中心与顶角间距离的 $1/4$ 位置上，以防止该样品权数过大对估值产生不良影响。

10.2.2.3 幂指数的确定

一般来说， m 取值2符合大多数矿床的矿化特征，所以距离平方反比加权法得到广泛的应用。事实上，对于一个具体矿床，应该有符合这个矿床矿化特征的最佳幂指数。合理幂指数应在研究变量的变异函数的基础上，采用工程交叉验证法或开采资料对比法进行确定。工程交叉验证法实质上就是把全矿区各探矿工程位置上的样品数据点（或组合样品）作为已知值，然后逐个地依次移去每个数据点上的已知值，把它作为待估点来对待，再根据该待估点周围影响半径范围内的已知数据点，以不同幂次的距离，用反比加权法对该待估点进行估值，再比较各数据点的估值与已知值误差分布的均值和方差，寻求均值无偏、方差较小的 m 值作为最佳幂指数。

10.2.3 距离反比加权法计算步骤和框图

正确选择上述参数后，可按以下步骤进行储量计算：

- (1) 估计变量的选择：块状（或厚大层状）矿床选有用元素的品位作估计变量；脉状（薄层）矿床选厚度以及厚度与品位乘积为估计变量。
- (2) 计算估计变量的组合样品品位、座标。组合样的计算详见10.1.5节。
- (3) 确定块段规格尺寸。块段规格取决于勘探工程间距，矿体形态、规模、矿化连续性，开采设备和一次爆破量的生产时间。

(4) 地表地形输入和矿体边界附近块段估计。地形的处理见10.1.4节。很多浸染型矿床的矿体边界往往很不明显,当勘探工程化验资料尚不能圈定矿体边界时,应在矿体外侧母岩中,增加若干个虚设的假想工程,并以当地的矿化背景值作为该假想工程的品位值,同边界内侧的其它实际工程一起参与块段估值。

(5) 依公式1-10-5计算待估块段的变量值。

(6) 全矿区储量计算和报告、图表的编制。

当不同品位矿石体重差别很大时,不宜用平均体重计算储量,此时可采用回归分析法确定体重与品位的回归方程,据此确定体重的回归值,参加储量计算。回归分析法见本章10.5节。

距离反比加权法主要步骤见框图1-10-6。

10.2.4 距离反比加权法计算实例

10.2.4.1 山东某金矿床距离反比加权法储量计算

该矿床为一脉(层)状金矿床,用二维距离反比加权法计算储量。选择矿体真厚度和真厚度与品位乘积作为估计变量,并将组合样的中点座标转换为矿层纵投影参照面上的二维座标。

根据变异函数研究成果,资料显示的矿化异向性椭圆范围确定厚度与品位乘积估值的影响半径,沿走向侧伏的长轴方向影响半径分别为360m和200m;与其垂直的短轴方向的影响半径分别为180m和100m。利用已知钻孔资料,采用交叉验证法确定矿层厚度和厚度与品位乘积的距离幂指数分别为1.21和1.62。屏蔽角为30°,每个扇形区选二个样点参与估计。

将工程系统控制的范围确定为计算范围。根据勘探工程间距和采场大小确定块段尺寸为60×60m。隐伏矿体的浅部界线为最高开采阶段矿块的顶部界线。依公式1-10-5计算厚度及厚度与品位乘积的块段估值,由计算机输出块段估值图和各块段矿石量、金属量、品位及全矿的矿石储量计算结果。与地质统计学法对比,距离反比加权法矿量减少7.9%,金属量减少4.6%,品位高3.7%。

10.2.4.2 华东某矽岩铁矿距离平方反比加权法储量计算实例

矿体形态属囊状,用三维距离反比加权法,选取铁品位为估计变量。根据实际勘探工程间距,选取1.5倍间距150m为影响范围。在30°屏蔽角内,按样点距块段中心距离的远近,舍远取近。

幂指数依据经验确定为2。块段尺寸采用15×15×15m。地形处理是将100×100m网格点上高程输入,用二元拟线性插值方法求出块段网格高程的地形近似值。利用地质界线的关节点,在地质剖面 and 指定平面上采用多项式插值法,拟合各种地质界线。用降维逼近法,确定多项式的方次为5。用全矿94个样品,建立了品位与体重的回归方程式: $D = 1.1627 + 0.04 \times TFe\%$ 。用公式1-10-5计算块段的品位。按各块段的不同品位值赋以相应的体重值计算块段矿石量。矿量计算结果见表1-10-1。通过与人工作图法对比,全矿总体积误差+3.3%,总储量误差+3.4%。计算的矿体形态见图1-10-7。电算圈定的矿体形态与手工作图圈定的十分近似。

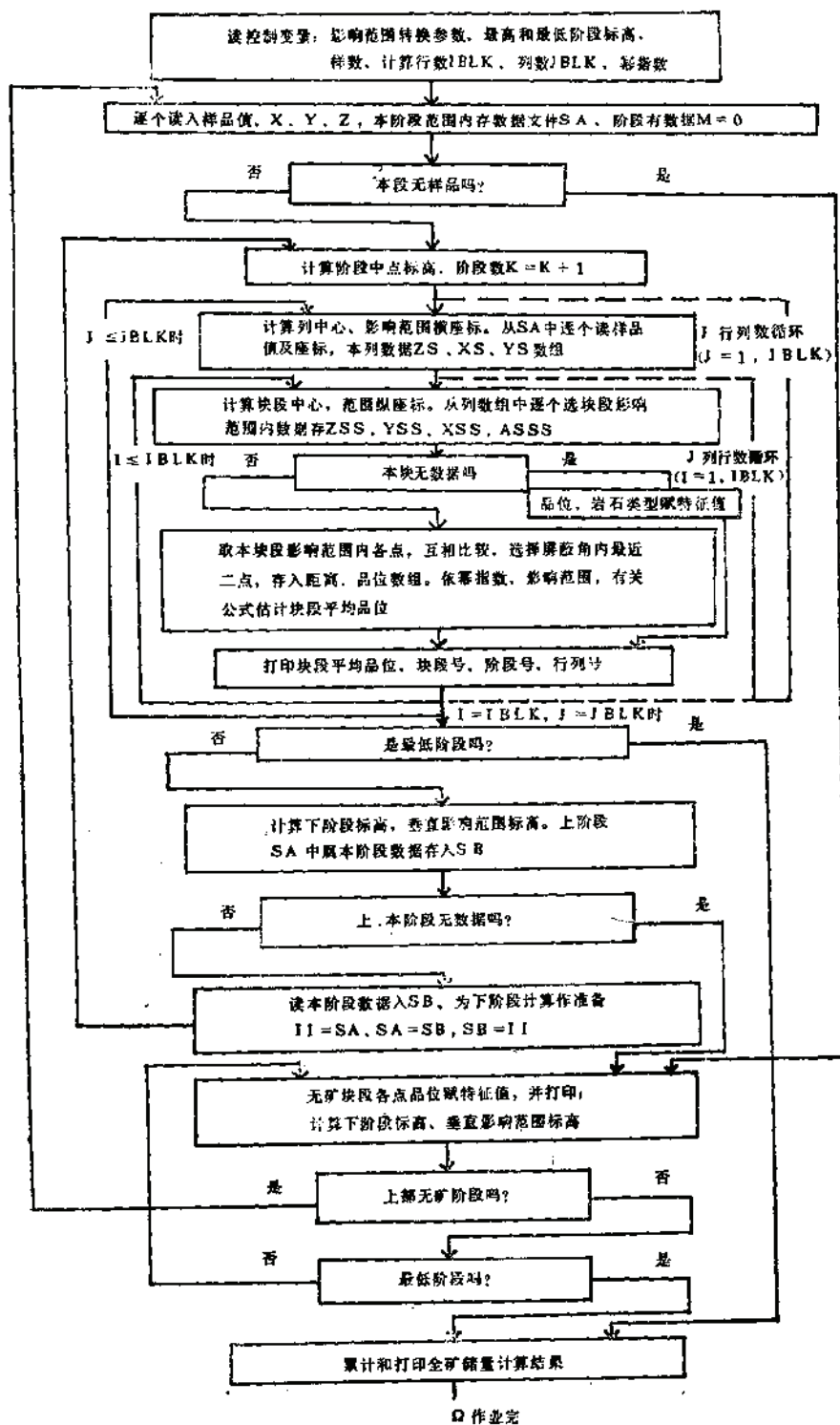


图1-10-6 距离反比加权法程序框图

华东某矽岩铁矿储量对比表

表 1-10-1

阶段标高(m)	TFe品位 (%)	体 积 (万m ³)		误差 (%)	储 量 (万吨)		误差 (%)
		传统方法	距离反比加权法		传统方法	距离反比加权法	
115~101	37.539	177.240	161.3745	-8.9	496.27	502.6375	+1.2
101~87	35.396	208.264	226.989	+8.9	583.14	637.459	+17.8
87~73	36.448	262.024	283.1535	+8.0	733.67	869.4632	+18.3
73~59	31.463	281.960	306.4321	+8.6	789.49	879.8511	+11.4
59~45	30.727	331.075	345.240	+4.2	927.00	981.1424	+5.8
45~30	29.121	355.200	384.075	+8.1	994.56	1066.8191	+7.2
30~15	27.361	325.860	349.9875	+7.4	912.41	947.4887	+3.8
15~0	26.200	306.42	318.6000	+3.8	833.66	847.7177	+1.6
0~-15	27.060	308.22	306.7875	-0.5	863.016	826.8406	-4.2
-15~-30	28.361	320.58	321.6375	-0.3	897.624	882.6181	-1.6
-30~-45	28.030	302.28	311.5125	+2.6	846.34	851.6634	+0.6
-45~-60	28.963	312.40	321.6375	+2.9	873.60	891.3448	+2.0
-60~-75	28.670	286.74	310.8375	+8.4	802.87	857.8200	+6.8
-75~-90	29.032	247.14	235.9125	-4.5	691.99	654.4267	-5.4
-90~-105	28.368	156.12	173.4750	+11.0	437.14	478.6197	+9.0
-105~-120	25.876	134.46	123.1871	-8.3	376.49	326.1878	-13.3
-120~-135	26.974	126.42	120.4875	-4.7	353.98	324.3189	-8.3
-135~-150	26.515	86.40	77.9625	-9.0	241.92	208.4227	-13.8
总 计	29.69	4528.80	4679.28	+3.3	12655.192	13083.8519	+3.4



图 1-10-7 华东某矽岩铁矿形态对比图

10.3 克立格法储量计算

10.3.1 克立格法及其适应条件

克立格法 (Kriging) 储量计算方法, 又称为地质统计学的储量估计法, 是一种利用电子计算机来进行储量的局部估计和总体估计的最优化储量估计方法。它是以近代概率论的随机过程原理为依据, 以区域变量理论为基础, 以半变异函数为工具来描绘区域化变量 (即地质变量) 的空间相关性和随机性, 并在估计方差为最小和无偏的条件下, 建立起一组寻求待估块段周围样品最佳权系数的方程组, 即克立格方程组, 藉以精确求解待估块段内矿石品位与储量的最佳线性无偏估计组的方法。因此它又被称为矿床储量的最佳线性无偏估计法。

克立格法与其它传统的储量计算方法相比较, 除了具有计算精度高这一突出优点外, 更为重要的是它能同时给出所估储量的估计方差, 也就是说它能给出衡量储量计算结果精确度的定量指标, 而这是包括多边形法和距离反比加权法在内的所有各种传统方法都无法做到的。因而, 自克立格法问世以后, 就受到各国矿业界的极大重视, 目前它已被许多国家作为标准的储量计算方法推广应用。

最早应用的克立格法是普通线性克立格法。这种方法在样品信息较齐全、数据构形较规则、区域化变量服从正态分布的情况下, 可以取得很好的效果。但是当变量为非正态分布时, 将会增大计算误差。为了克服这一缺点, 出现了对数克立格法和三参数对数克立格法, 通过对数转换将非正态分布转变为正态分布, 解决了偏误过大问题。

普通线性克立格法, 包括对数和三参数对数克立格法, 它们的计算工作量都很大, 尤其是当数据构形不规则和不完整时, 计算更为费时。因为它们在计算过程中, 对每一个待估块段都要根据不同的数据构形建立和解算一组克立格方程组。为了减少计算工作量, 就出现了随机克立格法, 它极大地简化了计算, 节省了计算机内存, 使除了特大型矿山以外的大多数矿山的储量计算, 都可以在普通微型计算机上实施克立格法运算, 从而有力地促进了克立格法在矿业工程中的推广应用。

对于多元素共生或伴生的许多有色和稀有金属矿床,有时其主元素的样品数据较完整,而伴生元素的数据则有所缺失,此时如果各元素之间具有较强的相关关系,则可采用协同克立格法来进行储量估算。这种方法可以从主元素的样品数据中提取更多的有用信息,来提高伴生元素的估值精度。

以上几种克立格法都是以平稳性假设条件作为其计算基础的,当矿区内区域化变量存在着明显的漂移现象时,平稳性条件受到破坏,上述方法的估值结果就会产生很大的偏差。在这种情况下,可以采用泛克里格法,它成功地解决了在漂移条件下实现储量精确估值的问题。但是,泛克里格法所涉及的数学理论更为深奥,计算过程也更为繁琐冗长,因而它的推广应用受到了很大的限制,近年来又陆续出现了一些更为简捷精确的方法,如指标克立格法、概率克立格法、多元高斯克立格法等等。这些方法都从不同的方面进一步完善和发展了原有的克立格法,扩大了这一方法的应用范围。

目前,这种以地质统计学为总称的储量精确估算法已形成了一整套比较完善的系列方法,能够适应各种不同矿种、不同成矿类型和不同矿化特征的矿床储量计算的需要。但是,地质统计学方法在实际应用中也有一定的局限性。因为,它要求在所研究的矿区内,或者至少在矿区的某一具有充分代表性的地段内,应具有比较密集的勘探工程,且勘探工程的分布和构形也应尽量规则化,以便进行区域化变量的变异函数研究和建立合适的矿化数学模型。但在矿床勘探阶段,勘探工程的密度往往达不到这一要求,因而在一定程度上限制了这一方法在矿床勘探和矿山设计工作中的普遍应用。在矿山生产阶段,由于有大量的生产勘探加密工程和采矿爆破孔取样资料可供利用,因而在矿山生产储量计算中应用克立格法可以取得最佳的估值效果。对于生产矿山的改建、扩建设计,由于可以利用生产中的大量信息,设计中应用这一方法同样可以取得很好的效果。对于新建矿山设计,由于勘探工程间距较稀、样品信息不足,对估值精度将产生一定影响。但由于克立格法可以按采矿设计确定的最小开采单元进行块段品位与储量的局部估计,并可给出估值结果的估计方差和离散方差,有助于设计中预测矿山不同生产周期内采出品位的波动范围,以便于采矿设计中采取有效的均衡配矿措施;它还有助于确定矿山生产勘探的最佳工程间距和工程布置形式,因此,在许多新建矿山的设计工作中,这种方法同样也有很大的实用价值。

在上述几种克立格法中,目前在国内矿山设计中应用最广的仍然是普通线性克立格法。在一些多金属矿床中也已开始应用协同克立格法和泛克里格法,并取得了良好效果。本章以下各节重点介绍普通线性克立格法和协同克立格法的基本原理和计算方法。

克立格法的储量计算过程包括地质数据的统计分析、变异函数研究与矿床数学模型的建立、矿石品位与储量的局部估计等内容。

10.3.2 计算所需原始地质资料

克立格法储量计算需要有如下原始地质资料:全部钻孔柱状图、探槽及巷道地质素描图、钻孔孔口座标及钻孔系统测斜资料、探槽及巷道端点和拐点坐标、钻孔岩心取样化验资料、探槽及巷道取样化验资料、矿区地形地质图、勘探工程平面布置图、勘探线地质剖面图、开采阶段地质平面图、矿体垂直纵投影图或水平投影图以及有关矿床地质特征的文字描述资料。

对全部原始地质资料均应进行详细的审查与鉴定,这是正确使用原始资料、选择合适

的地质数学模型和地质统计分析方法、以及对地质统计分析成果作出合理地质解释的必要前提。对原始地质资料的审查重点为以下几个方面：

(1) 勘探工程座标测量和矿区地形测量成果的精度，包括全部钻孔孔口座标测量、探槽及巷道座标测量、矿区导线测量、地形测量等。

(2) 钻孔系统测斜成果的精度及数据的完整性，包括钻孔测量方法、测量点的间隔划分、各测段天顶角及方位角测量的精度、测斜数据的系统性及完整性等。

(3) 取样化验成果的精度和数据分布的代表性，包括样品的采集与制备方法、样品的尺寸规格与原始重量、化验分析的项目及精度、取样的时期、批次及其对化验精度的影响、对采样化验过程中可能产生的总误差估计、样品数据点在空间分布上的均匀性及代表性等等。

10.3.3 地质数据的统计分析

地质数据的统计分析是克立格法储量计算工作的重要内容之一，也是任何一项地质统计分析研究必不可少的工作。通过数据的常规统计分析，可以揭示出矿化的统计分布特征和地质变量间的相互关系，为进一步研究矿化的空间分布规律，平稳性条件的存在及其分区，比例效应的存在及类型，以及为开展变异函数的研究和矿床数学模型的建立提供必要的依据。地质数据的常规统计分析还可以检测和处理原始数据中可能存在的人为差错、特高数据以及来自不同矿化母体的数据混合等异常现象，为随后开展的地质统计分析和储量计算提供完整可靠的数据资料。

统计分析的主要内容有：地质数据的频率分布直方图的绘制和统计特征值的计算、地质变量概率分布型式的确定以及相关分析和回归分析等。其具体内容和计算方法详见本篇第五章 5.2 节和本章 10.5 节。直方图的绘制和样品的均值、方差等统计量的计算均可通过计算机来完成，其电算程序框图见图 1-10-8。

根据统计分析结果，可以对下列一些问题作出明确的判断，这些问题对于随后进行的变异函数研究和克立格法储量计算等各项地质统计工作，都是十分重要的。

(1) 根据直方图所表现的频率分布曲线形状来研究矿化分布的均匀性。一般来说，当分布曲线表现为一种对称或不对称的光滑单峰曲线时，表明样品数据来自同一矿化母体，在整个计算范围内矿化均服从于同一概率分布型式。如果分布曲线表现为某种多峰或不规则锯齿状曲线，甚至表现为某种似均匀分布（即从低值端到高值端的整个品位分布范围内，各品位区间的样品频率都近似相等），则表明数据有可能来自不同的矿化母体，即存在着由来自不同类型矿石或不同贫富矿段的样品数据的混合而引起的不均匀矿化现象。这种情况也有可能是由于样品数据是来自不同时期、不同勘探工程种类、不同样品支撑和不同化验误差而导致的工程质量差异和化验质量差异的反映。因此，当出现这种多峰状直方图时，必须在详细研究矿床地质特征的基础上，深入分析矿化的统计分布特征，必要时可按不同的矿石类型、矿化区段、勘探工程种类和样品批次分别制作直方图，以便查明产生多峰状分布的主要原因。

(2) 根据直方图分布特征判定比例效应的存在及其类型。所谓比例效应，就是指实验半变异曲线的形状在整个矿化范围内的不同区段都保持不变，但半变异函数的特征化常数却随着不同区段的局部品位均值的变化而成比例地变化。例如，对于具有基台值的半变

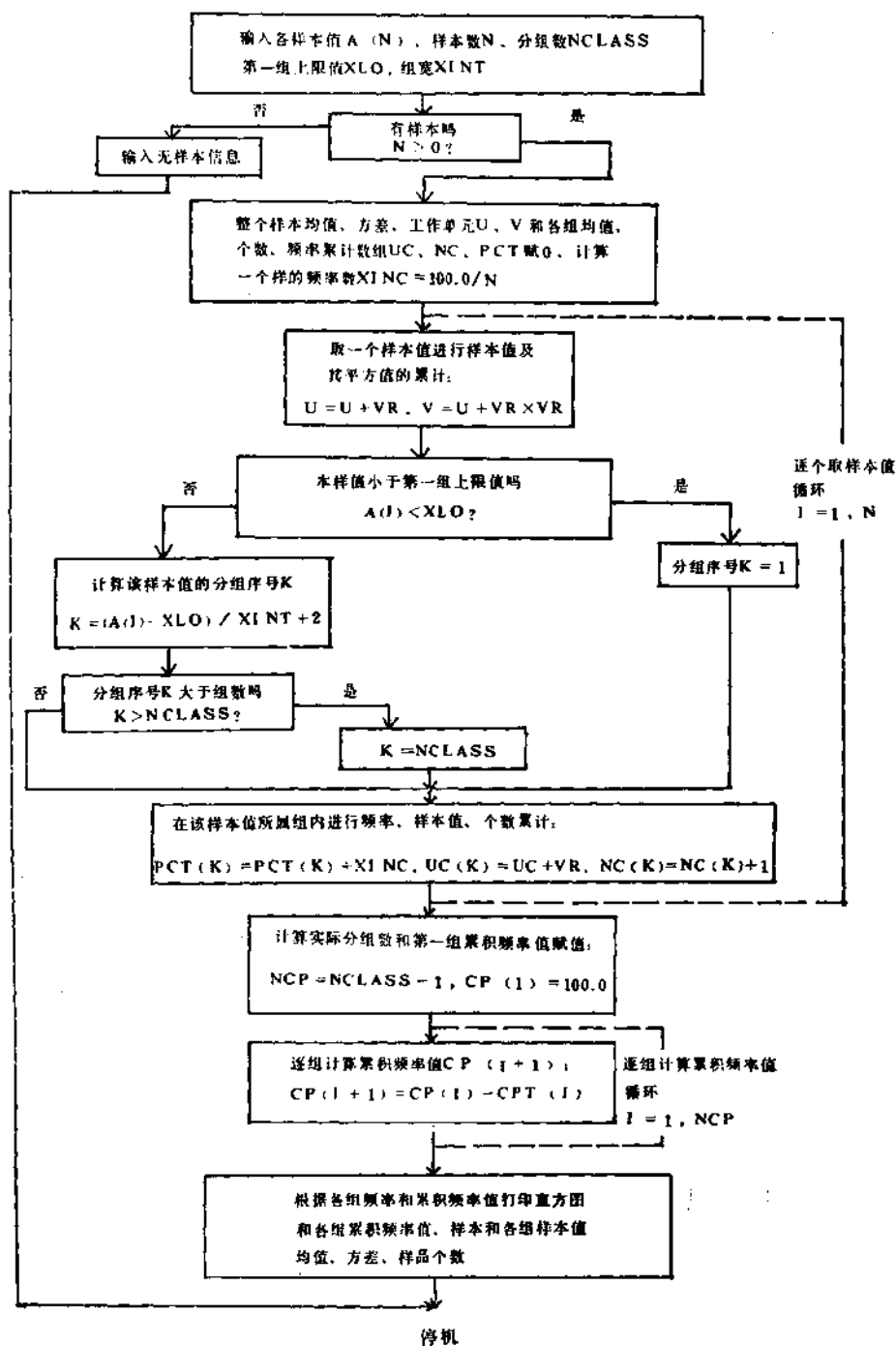


图1-10-8. 样品值频率分布直方图计算编制程序框图

异函数模型来说,当存在比例效应时,其基台值可随着局部均值的平方值而按比例地增大或减小。一般来说,当样品值的分布呈某种对数正态或近似对数正态分布时,就表明有比例效应存在。若直方图为具有众数 M 小于期望值 m 的对数正态分布时,就表明存在着正比例效应,如图1-10-9(a)所示。若 M 大于 m 时,则表明存在着反比例效应,如图1-10-9(b)所示。比例效应的存在意味着平稳性条件的破坏。在这种情况下,一般的作法是利用原始

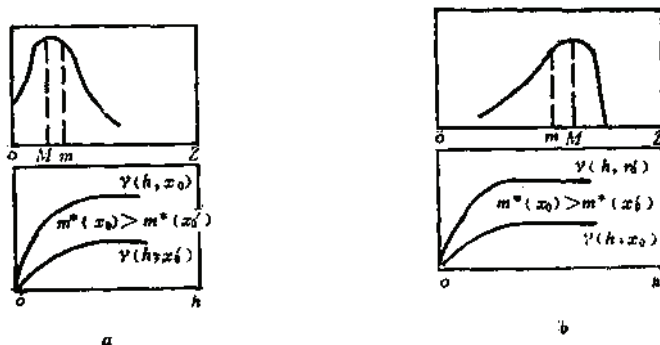


图 1-10-9 比例效应图

样品值的对数正态变量或三参数对数正态度量来计算包括半变异函数在内的各项统计特征值。但有时这种对数正态变量的统计特征仍可能表现出某种比例效应,此时就应该考虑将整个矿化区域依其地质特征和矿化统计特征划分为几个不同的区段,分别计算其实验半变异函数,以保持每个区段的局部平稳性。然后再将各个区段的局部实验半变异函数除以各自区段的样品局部均值的平方值,得出各区段的相对实验半变异函数,它们将具有大致相同的特征化常数,从而就有可能把它们组合成一个总体实验半变异函数,拟合一个统一的理论模型。

(3) 根据直方图的分布特征判断是否存在空穴效应。所谓空穴效应是指实验半变异曲线呈现某种非单调递增趋势,即曲线在总体上升过程中出现某种有规律的升降变化。空穴效应的出现,意味着矿化带内存在着某种规律性分布的无矿夹石透镜体,或者是贫富矿段在矿化带内呈韵律性交替出现。有时由于样品数量不足或局部缺失,也可能出现这种情况。这些现象从直方图的左端(低品位端)出现所谓“零值高峰”值时,往往就表明矿化带内可能存在着无矿透镜体。在许多品位分布极不均匀的贵金属和稀有金属矿床中就可以看到这种现象。因此,当直方图表现出零值高峰分布时,应结合矿床地质特征深入分析其产生的原因,判明其是否为空穴效应的反映,以便为随后的变异函数研究和模型拟合,提供可靠的地质依据。

(4) 通过相关分析查明矿床不同地段内矿石类型的差异。相关分析不但能够揭示不同变量间的相关关系,而且通过绘制变量关系图判明矿床不同区段内矿石类型的差异。如图1-10-10为某铁矿床的Fe—SiO₂相关图,图中的 α 区为赋存于矿床浅部含铁较高的 α 型赤铁矿石类型, β 区则为分布于矿床深部和边部的含铁较低的 β 混合型贫铁矿石类型。

10.3.4 区域化变量的选择

区域化变量是一种空间数值函数,它在一定区域空间内的每一点上都有一个确定的数

值,但是它的空间分布都具有复杂的结构性和随机性双重特性,因而不能用通常的数学分

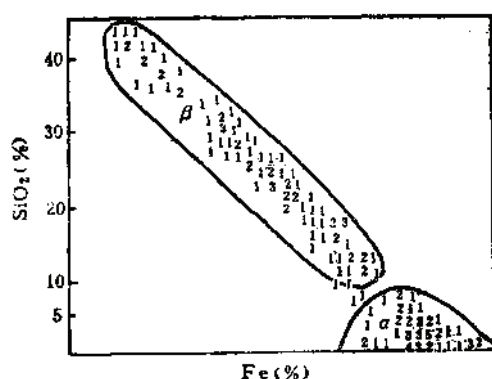


图 1-10-10 某铁矿床的Fe-SiO₂相关平面图

析方法对它进行精确的刻画并求其确定解,而只能借助于概率论的随机过程原理,用随机函数来刻画其特有的结构性和随机性,并通过半变异函数来定量地描述它的空间变化特征。矿化现象就是一种区域化变量,表征矿化特征的地质变量,如矿石品位、矿物组合、矿体厚度、矿石体重等等,都可以看成是某种区域化变量,看成是在某一特定的成矿地质域(矿体)内具有一定结构性和随机性双重特性的空间随机函数,因而就可以用半变异函数来描述其空间变化特征。

在矿床储量计算中,大多数情况下都可以选择矿石品位作为区域化变量。对于某些厚度变化很大的脉状矿体或似层状矿体,也可以选择品位与厚度的乘积作为区域化变量,在品位十分稳定而厚度很不均匀的情况下,还可以同时选择厚度作区域化变量。矿体内夹石较多而分布又不均匀时,可将夹石率作为区域化变量来研究。

10.3.5 半变异函数及其理论模型

10.3.5.1 半变异函数定义

当矿化带中任意两点区域化变量间存在的相关仅依赖相对距离,不依赖于具体位置时,被矢量 h 分隔的两点 x 和 $x+h$ 上的区域化变量 $Z(x)$ 和 $Z(x+h)$ 间的变异性,可用变异函数 $2\gamma(x, h)$ 表征。变异函数 $2\gamma(x, h)$ 定义为区域化变量增量平方的期望,即:

$$2\gamma(x, h) E = \{ [Z(x) - Z(x+h)]^2 \} \quad (1-10-6)$$

利用样品观测值来估计 $2\gamma(h)$ 时,其计算式如下:

$$2\gamma^*(h) = \frac{1}{n(h)} \sum_{i=1}^{n(h)} [Z(x_i) - Z(x_i+h)]^2 \quad (1-10-7)$$

$$\text{或} \quad \gamma^*(h) = \frac{1}{2n(h)} \sum_{i=1}^{n(h)} [(Z(x_i) - Z(x_i+h))]^2 \quad (1-10-8)$$

上式中的 $\gamma^*(h)$ 就是实验半变异函数,它可定义为:被矢量 h 分隔的两点 x_i 和 x_i+h 上的观测值 $Z(x_i)$ 与 $Z(x_i+h)$ 之间差值平方的算术平均值之半。

以 $\gamma^*(h)$ 为纵轴,矢量为横轴绘制的关系曲线称为实验半变异曲线。在此曲线图上可以观察到,靠近原点附近, $\gamma(h)$ 值一般随距离 h 的加大而增大,曲线呈上升状态,它表明两个观测点间的品位差异随距离而增大。但当距离 h 加大到某一数值 a 以后, $\gamma(h)$ 值就达到了某一极限范围,曲线趋近于水平不再上升,而是在某一水平线上下跳动。它表明当 h 增大到某一距离 a 以后,两点间的彼此相关就消失而变为互相独立,而此时的 $\gamma(h)$ 值也趋近

于某一常数。使样品观测值之间的关系变为相互独立时的距离 a ，称为样品的影响范围，简称变程，当曲线趋近于水平状态时的 $\gamma(h)$ 值称为半变异函数的基台值，用符号 C 来表示。 a 和 C 都是半变异函数的重要特征化参数。

此外，从半变异曲线上还经常可以看到，当两点间的距离 h 为零时，其 $\gamma(h)$ 值并不等于零，而是具有某一微小的数值，这种现象就称为块金效应，它是由微型结构的矿化变异和取样化验中的人为误差而引起的。 h 为零时的 $\gamma(h)$ 值就叫做块金值，用符号 C_0 表示，它也是半变异函数的一个重要的特征化参数。

$\gamma(h)$ 的值还与样品的支撑（样品的体积和形状）有关，不同的支撑有不同的 $\gamma(h)$ 值。定义于某一支撑 v 的半变异函数，记为 $\gamma_v(h)$ 。从 $\gamma_v(h)$ 去支撑 v ，转换为点半变异函数 $\gamma(h)$ ，称为去“卷集”。把点半变异函数 $\gamma(h)$ 转换成具有某一支撑 v 的 $\gamma_v(h)$ ，称为“正则化”。定义于任何支撑 v 上的半变异函数 $\gamma_v(h)$ 都可以从基本的点半变异函数 $\gamma(h)$ 推导出来。

两点间的品位变化除了可用半变异函数来表征外，还可用两点间品位的协方差来表征。若两点 x_1 、 x_2 有随机变量 $Z(x_1)$ 、 $Z(x_2)$ 和期望值 $m(x_1)$ 和 $m(x_2)$ ，则协方差就是两点的随机变量与期望值之差的乘积的数学期望，如下式：

$$C(x_1, x_2) = E\{[Z(x_1) - m(x_1)][Z(x_2) - m(x_2)]\} \quad (1-10-9)$$

若二阶平稳性条件得到满足，即两点随机变量间的相关性仅取决于相对距离而不依赖于具体位置，且随机变量的期望值不依赖于点 x_i 的值 $Z(x_i)$ ，对于任何 $Z(x_i)$ 值恒有 $E[Z(x_i)] = m$ ，则被距离 h 隔开的两点 x 、 $x+h$ 上随机变量 $Z(x)$ 与 $Z(x+h)$ 间的协方差为：

$$\begin{aligned} C(h) &= E\{[Z(x) - m][Z(x+h) - m]\} \\ &= E\{Z(x), Z(x+h)\} - m^2 \end{aligned} \quad (1-10-10)$$

协方差和半变异函数都表示相隔距离为 h 的两点间随机变量的相关特征，它们之间有如下关系：

$$\gamma(h) = C(0) - C(h) \quad (1-10-11)$$

10.3.5.2 半变异函数的理论模型

根据实验半变异曲线的性状而拟合的理论数学模型是研究矿化变异特征和实施克立格法储量计算的重要基础。半变异函数的理论模型可根据其所处矿化环境的二阶平稳性条件是否得到满足，而划分为有基台值的模型和无基台值的模型两大类。

1. 有基台值的模型

若有二阶平稳性条件存在，则平稳随机函数 $Z(x)$ 将具有先验方差 σ^2 ，且为有限的。此时，当 $Z(x)$ 与 $Z(x+h)$ 之间距离 h 增大到二者互不相关时，其半变异函数 $\gamma(h)$ 的值将达到一个大致与 σ^2 相等的极限值，此极限值就是半变异函数的基台值 C 。因此，在这种情况下，半变异函数的理论模型就将是一种具有基台值的模型。常见的具有基台值的理论模型有球状模型、指数模型和高斯模型，它们的曲线图形示于图1-10-11中。此外，还有一种较罕见的随机模型，即纯块金效应模型。对应于这些模型中的每一种模型，都有一个等价的协方差函数模型，即：

$$\sigma(h) = C - \gamma(h) \quad (1-10-12)$$

1) 球状模型 (Spherical model)

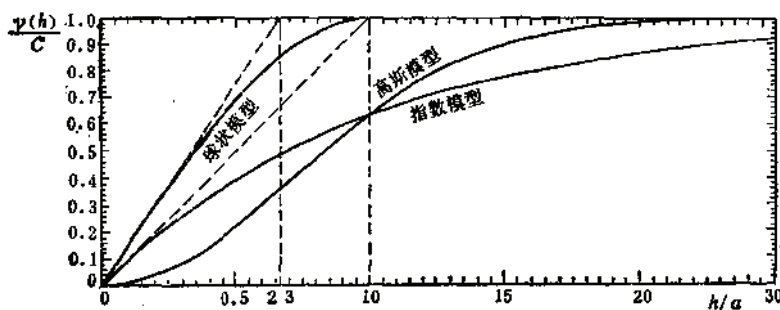


图 1-10-11 具有基台值的半变异函数模型

这是一种应用最广泛的模型,实践证明,对于许多不同类型矿床的半变异函数,都可以用这种模型来表达,它可用 C 和 a 两个特征化参数来表征,其表达式如下:

$$\gamma(h) = C \left(\frac{3h}{2a} - \frac{h^3}{2a^3} \right) \quad \text{当 } h \leq a \quad (1-10-13)$$

$$\gamma(h) = C \quad \text{当 } h > a \quad (1-10-14)$$

式中 C 为基台值, a 为变程。从图1-10-11中可以看到,球状模型曲线在原点($h=0$)处正切线的斜率等于 $3C/2a$ 。

2) 指数模型 (exponential model)

指数模型也可用两个特征化参数 C 和 a 来表征, C 是指数曲线的渐近线,其值可等价于基台值, a 是原点处曲线的切线延长达到 C 值时的距离。这种模型的曲线从原点开始上升,但比球状模型上升得更加缓慢,并且永远也不会完全达到它的基台值。指数模型的表达式如下:

$$\gamma(h) = C \left[1 - \exp\left(-\frac{h}{a}\right) \right] \quad (1-10-15)$$

3) 高斯模型 (Gaussian model)

高斯模型同样可用 C 和 a 两个特征化参数来表征。这种模型曲线在原点附近呈抛物线形,而且在原点处的切线呈水平状,其表达式如下:

$$\gamma(h) = C \left[1 - \exp\left(-\frac{h^2}{a^2}\right) \right] \quad (1-10-16)$$

4) 随机模型或纯块金效应模型 (pure nugget effect model)

随机模型适用于区域化变量为随机分布的情况,即对于任何距离 h 来说,变量间的协方差恒为零,其相应的半变异函数就等于其基台值 C 。但从理论上讲,即使是完全的随机现象,当距离为零时,其半变异函数也应为零。故随机模型半变异函数表达式如下:

$$\gamma(h) = C \quad \text{当 } h > 0 \text{ 时} \quad (1-10-17)$$

$$\gamma(h) = 0 \quad \text{当 } h = 0 \quad (1-10-18)$$

2. 无基台值的模型

如果二阶平稳性条件不能满足, 只有内蕴假设得到满足, 则随机函数 $Z(x)$ 的方差就不能限定为先验方差, 而是它所计算的块段面积或体积尺寸的递增函数, 协方差函数 $\sigma(h)$ 也是所考察区域面积或体积尺寸的递增函数。其半变异函数 $\gamma(h)$ 可先验地限定, 但无论距离 h 多大, 它永远也达不到某一基台值, 而是距离 h 的连续递增函数。在这种情况下, 半变异函数的模型就将是一种无基台值的模型。常见的无基台值的理论模型有线性模型、对数模型、抛物线模型和空穴效应模型。

1) 线性模型 (linear model)

这是一种最简单的无基台值的模型, 其表达式如下,

$$\gamma(h) = ph \quad (1-10-19)$$

式中 P 是线段的斜率。这种模型的扩展形式就是所谓“广义的线性”模型, 其表达式如下:

$$\gamma(h) = ph^\lambda \quad (1-10-20)$$

式中 λ 的值介于0与2之间, 但必须小于2。图1-10-12表示了不同 λ 值时的模型特征。

2) 对数模型 (Logarithmic model)

对数模型又称为德·威依斯模型 (dewijsian model), 这是一种许多金矿山较普遍应用的模型。其表达式如下:

$$\gamma(h) = 3\alpha \ln h \quad (1-10-21)$$

式中的 α 为一常数, 称为绝对离差。如果用距离的对数值来绘制模型的关系曲线, 则图中的半变异曲线就将是线性的, 而上式中的 3α 就是线段的斜率, 如图1-10-13所示。

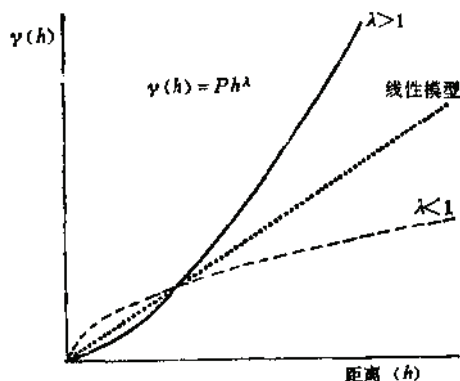


图 1-10-12 线性模型和广义的线性模型

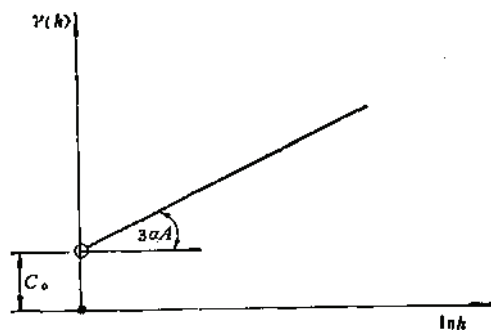


图 1-10-13 对数模型 (德·威依斯模型)

3) 抛物线型 (parabolic model)

如果区域化变量 $Z(x)$ 具有某种线性漂移特征, 其半变异函数模型就是抛物线型的, 其表达式如下:

$$\gamma(h) = \frac{1}{2} a^2 h^2 \quad (1-10-22)$$

式中 a' 为一常数, 它反映了区域化变量中的线性漂移成分, 即 $Z(x+h) = Z(x) + ah$ 。模

型的曲线图形见图1-10-14。

4) 空穴效应模型 (hole effect model)

空穴效应模型可用于表征具有某种周期性变化性质的半变异函数, 它可以在某些具有富矿带与贫矿带呈交替序列赋存的矿床中见到。这种模型的半变异曲线呈一非单调递增曲线, 如图1-10-15所示。这种模型可以是具有基台值的, 也可以是不具有基台值的, 而且曲线在起点处的切线是水平的。模型的表达式如下:



图 1-10-14 抛物线型半变异函数模型

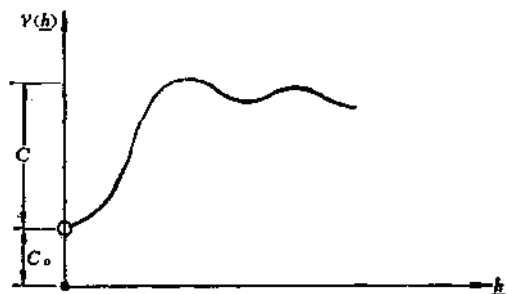


图 1-10-15 空穴效应模型

$$\gamma(h) = 1 - \sin(ah) \quad \text{无基台值时} \quad (1-10-23)$$

$$\gamma(h) = C [1 - \sin(ah)] \quad \text{有基台值时} \quad (1-10-24)$$

式中 C 为基台值, a 相当于曲线周期性变化的波长。

10.3.6 实验半变异函数的计算和理论模型的拟合

10.3.6.1 计算前的数据处理和样品搜索方法的选择

前已述及, 半变异函数值 $\gamma(h)$ 与计算所用样品的支撑大小有关, 不同的样品支撑有不同的 $\gamma(h)$ 值。由于原始样品并非总是等长度的, 即往往具有不同的支撑, 而且样品点的分布也往往是不规则和不等距的, 因而在实际计算中还需要对样品的支撑和样品搜索方法作一些必要的预处理。

1. 样品的分段组合

由于样品的支撑不同, 其 $\gamma^*(h)$ 也不同, 因此首先应利用本章10.1.5节所述的样品组合计算方法, 按一定的规则将不等长度的原始样品组合成等长度的分段组合样品, 计算出每个分段组合样的中心座标及平均品位。组合样的分段长度可根据具体情况和需要, 按以下原则来确定:

(1) 当需要了解短距离内的矿化变异性, 以便更加正确地拟合实验半变异曲线时, 可沿着勘探工程 (钻孔或巷道) 的延长方向, 按原始样品的平均长度或平均取样间隔组合成等长度的组合样。

(2) 露天开采的厚大矿体, 可按开采阶段的标高和阶段高度将各钻孔的不等长岩心样组合成与开采阶段相对应的等长度阶段组合样。

(3) 脉状或薄层状矿体, 可将每个钻孔所揭露的矿体顶底板之间的全部岩心样品按

样长加权组合成代表矿体全厚度的品位、厚度以及品位与厚度乘积的二维组合样。

2. 样品搜索方法的选择

在进行半变异函数计算时,如果样品观测点是布置在一个理想的规则网格上,计算中就可以按既定的矢量方向去搜索位于不同滞后距离上的样品数据。但在实际情况里,样品值并不总是位于规则的网格上,如果严格按照矢量 h 的方向和距离去搜索样品,就会搜索不到必要数量的样品对,漏掉许多有用信息。在这种情况下,就需要采用不同的样品搜索方法来计算半变异函数。常用的样品搜索方法有以下几种:

1) 二维情况下的网格搜索法

如前所述,对于脉状或薄层状矿体,可以将每个钻孔所取得的样品信息简化为一个位于矿体顶板与底板之间的矿体厚度和一个代表这一厚度的平均品位,或者代之以厚度与品位的乘积这样一个单一的综合信息值。然后将这些信息值依其中心座标投影在一个二维参考平面上。这一参考平面可以是一个水平面或垂直面,也可以是一个平行于矿体倾向的倾斜平面。在这一参考平面上,如果钻孔的间距足够密,并且大致分布在一个近似规则的网格上,就可以利用如图1-10-16(a)所示的一种网格搜索法来取定任何矢量方向和距离上的样品值。

2) 二维情况下的角度搜索法

这是在二维情况下的最常用的一种样品搜索方法。如图1-10-16(b)所示,当要求沿

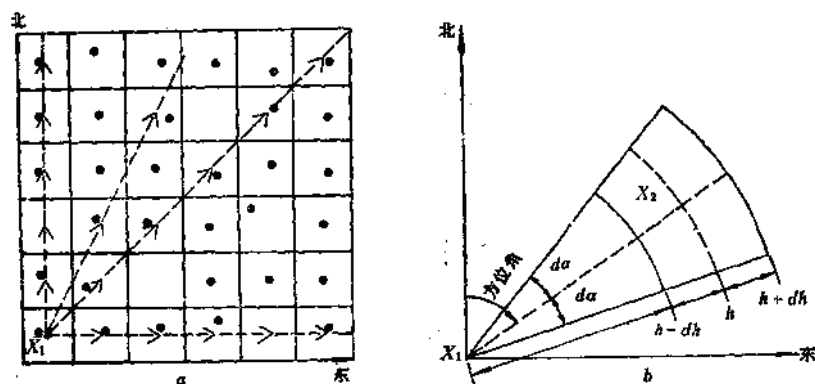


图 1-10-16 二维情况下的样品搜索方法

a—网格搜索法, b—角度搜索法

某一给定的矢量方向 α 和滞后距离 h 来计算该方向的半变异函数 $\gamma(h)$ 时,首先需要规定一个最大角度容差 da 和最大距离容差 dh ,并规定,沿矢量方向 α 上所有位于角度区间 $\alpha - da$ 与 $\alpha + da$ 内的样品数据对,都被看成是位于相同的矢量方向 α 上,而在该角度区间内所有位于距离区间 $h - dh$ 与 $h + dh$ 内的样品数据对,则都被看成是具有相同的滞后距 h 。这样,就可以把所有位于角度组 $[\alpha \pm da]$ 和距离组 $[h \pm dh]$ 之内的样品数据对都作为具有同一矢量方向和同一滞后距来处理,而纳入到 $\gamma(h)$ 的计算中来。

在一般情况下,最大角度容差 da 可取 $\pm \pi/8$,而最大距离容差 dh 可取 $\pm h/2$ 。应该注意,在具体计算 $\gamma(h)$ 时所用的实际方向和距离,应该是在上述角度组和距离组内所有参与计算的样品数据对的平均方向和平均距离,而不是方向 α 和距离 h 的标称值。因为样

品数据点的分布构形如果是高度不规则时,其平均距离与标称距离就具有显著的差别。

3) 三维情况下的圆锥搜索法

在三维情况下目前常用的样品搜索方法是一种圆锥搜索法,如图1-10-17(a)所示。在三维情况下某一给定的矢量方向 α 是通过一个方位角和倾角来限定的,只要在这个方向周围限定一个容差角 $d\alpha$,同时限定一个容差距离 dh ,就可以形成一个圆锥状搜索区,凡是落在这个圆锥区之内的样品数据对,就可以都纳入到沿矢量方向 α 上的 $\gamma(h)$ 计算中来。圆锥搜索法特别适用于厚大的斑岩型浸染状矿床,然而,它的主要缺点是计算工作量很大,而且,它还很难应用于层状矿床和受构造断裂控制的矿床,或者是其它主要受平面型矿化作用控制的矿床。

4) 三维情况下的“切片窗”搜索法

这种方法特别适用于具有平面型矿化控制的板状、脉状和层状矿床。如图1-10-17(b)所示,只要事先掌握了矿体的产状,并给定了最大角度容差和距离容差,就可以用一个沿矢量方向 α 布置的人为“切片窗”来限定样品搜索范围。“切片”的产状与矿体产状相一致,并可随矿体产状的变化而调整其走向与倾斜。其厚度与矿层厚度一致并平行于阶段组合样,其范围则由容差角和容差距离来限定。于是,半变异函数的计算就可以在这些倾斜切片所限定的范围内来搜索计算所需的样品数据对。这种方法与圆锥搜索法相比,具有计算时间为最少的优点,但是它只适用于具有平面控制特征的矿床。

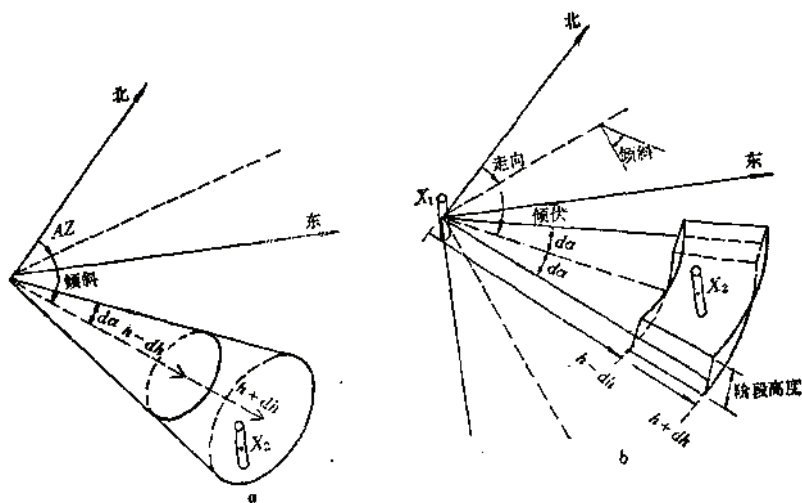


图 1-10-17 三维情况下的样品搜索方法
a—圆锥搜索法; b—切片窗搜索法

5) 三维矿体的二维分层搜索法

上述三维情况下的样品搜索方法,相对来说都相当繁琐而费时,一种可以代替的并且更为简便而有效的方法,是把矿体按开采阶段划分为若干个平行的阶段,每个台阶都由上下两个平行面所限定,阶段内的样品都按阶段高度组合成等长度的阶段组合样,并可将它们当做拟点支撑样品来对待。于是,就可利用上述二维样品搜索法,依次在每个阶段上沿既定的矢量方向和滞后距离计算其半变异函数值,然后再进一步计算出所有台阶上具有相同矢量方向的半变异函数的平均值,作为沿该矢量方向上矿体的三维半变异函数的估计

值。

10.3.6.2 实验半变异函数的计算

由半变异函数的定义可知,在满足内蕴假设条件下,半变异函数的估计值(即实验半变异函数) $\gamma^*(h)$,可由相距为矢量距离 h 的空间上两点样品观测值 $Z(x_i)$ 与 $Z(x_i+h)$ 的差值平方的算术平均值之半来计算,即,可用前述公式1-10-8来计算。因此,原则上只要具备了具有等支撑的样品数据,并选定了样品搜索方法以后,就可以按不同的滞后距离计算相应的实验半变异函数值 $\gamma^*(h)$, $\gamma^*(2h)$, ..., $\gamma^*(nh)$ 。但是在具体计算时,还有以下一些实际问题需要考虑。

(1) 首先应正确选择半变异函数的计算方向和单位滞后距离 h 。一般在水平方向上应选择具有最佳矿化连续性的方向和与之正交的方向作为计算半变异函数的基准方向,同时还应计算与最佳矿化连续性方向呈 45° 斜交的两个方向上的半变异函数。在大多数情况下,最佳矿化连续性方向多与矿体走向相平行,因此,一般需要计算与矿体走向相平行、正交和 45° 斜交等4个方向的半变异函数。此外,还需要计算垂直方向上的半变异函数。

对于具有明显矿化各向异性特征的矿床,如果其各向异性主轴尚待查明,或者需要查明特定的矿化方向时,则在水平方向上除了上述4个方向以外,还应增加计算与矿体走向呈 22.5° 斜交的另外4个方向的半变异函数。此外,除了应计算垂直方向上的半变异函数外有时还需计算沿着矿体真厚度方向的半变异函数。

单位滞后距离 h 的选择,一般在平面上可取沿着计算方向上的钻孔最小间距为 h ,在垂向上则以钻孔中的组合样段的样长(即开采阶段高度)为 h 。

(2) 在计算任何方向的半变异函数时,还应同时计算其所用样品数据对的数目 N 、数据的算术平均值 $\bar{Z}$ 和实验离散方差 S^2 。

(3) 对于来自不同区段、不同矿带、不同方向或不同钻孔的 K 个实验半变异函数 $\{\gamma_K^*, K=1, 2, \dots, K\}$,当确认它们之间并无明显差异时,就可以把它组合成一个统一的平均实验半变异函数。此时,应根据不同的滞后距离组中具有相同滞后距离的各个 γ_K^* 的数据对的数目进行加权组合,来求得实验半变异函数 $\bar{\gamma}^*$,其计算式如下:

$$\bar{\gamma}^*(h) = \frac{\sum_{i=1}^k N_i \gamma_i^*(h)}{\sum_{i=1}^k N_i} \quad (1-10-25)$$

同时还应计算所有参与组合计算的数据均值 $\bar{Z}$ 、方差 S^2 和数据对数目 N 。

(4) 半变异函数的计算与分析只有在平稳性条件得到满足的情况下,才会给出有实际意义的结果。平稳性首先是指地质意义上的均质性,包括矿化分布上的均匀性,同时也包括数据信息在数量上和空间分布上的代表性。因此,在进行单个方向的半变异函数计算以及在组合平均的半变异函数时,必须充分考虑样品数据在矿化类型、矿化变异性、矿化富集程度以及数据分布密度上要有足够的空间代表性。决不可把具有不同矿化类型、不同矿化程度、不同成矿地质环境以及为明显的地质不连续界面隔开的不同矿化区段混在一起计算。

当矿区内存在着具有一定规模的贫富矿段差异时,一般应分别计算其半变异函数,并检查二者之间是否存在比例效应。如果需要将二者组合成平均的半变异函数,则应首先利用两矿段的品位均值平方比构成的比例效应值,对富矿段的实验半变异函数值进行校正后,再予以组合。

当矿区不同区段内的勘探工程密度明显不同,信息量的分布有明显差异时,特别是当这些区段的矿化程度同时也有明显差异时(例如富矿段与贫矿段),则应对工程密度较大的区段内的数据进行适当的加权组合,把相邻的几个工程信息合并为一个工程信息,使工程数量适当减少而有用信息又不致过分削弱,从而使原来工程密度不同的区段能够具有大致相同的工程密度,并使各个区段都具有与它们各自的面积和储量比例大致相适应的工程数量,以减少信息分布不均的影响。

10.3.6.3 半变异函数理论模型的拟合

通过计算获得不同滞后距的实验半变异函数值后,就可在直角坐标图上以距离 h 为横坐标,以实验半变异函数值 $\gamma^*(h)$ 为纵坐标,将计算所得的各个不同滞后距的 $\gamma^*(h)$ 值标绘在此关系图上,将各点 $\gamma^*(h)$ 值用折线相连,就构成了实验半变异曲线。下一步工作就是要对它拟合一个适当的理论模型,也就是用一条光滑的理论曲线来拟合折线状的实验曲线,赋予一个适当的数学模型,并选择适当相应的模型参数。在进行模型拟合时应注意以下几个问题:

(1)为了满足协方差函数正定性的要求,在选择理论模型时,应采用已经证明具有正定性的前述各类成熟的理论模型来对实验半变异曲线进行拟合。实践证明,在大多数情况下采用具有块金效应的球状模型或采用由几个球状模型与其它模型组合而成的嵌套结构模型,可以取得良好的拟合效果。

(2)理论模型拟合程度的好坏与计算实验半变异函数时所依据的数据代表性和信息量有密切关系,当参与计算的数据对的数量过少,间距过大,信息量不足时,实验半变异曲线将产生严重的畸变,甚至出现并非反映矿化变异特征的较大起伏波动。因此,在进行理论曲线的拟合时,主要应对靠近原点的、其计算域的距离小于参与计算的数据延伸域长度 L 一半的,且数据对数大于30对的最初几个实验半变异函数值进行准确的拟合。

(3)若来自不同区段的实验半变异函数的样品数据均值有明显差异时,应通过计算其相对半变异函数 $\gamma^*(h)/m^2$ 进行比较,以确定是否存在比例效应,并采取相应措施消除其影响。

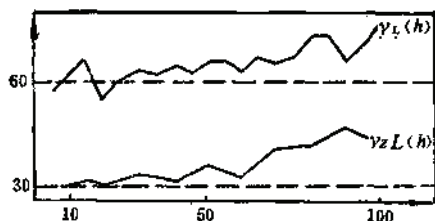


图1-10-18 具纯块金效应的实验半变异曲线

(4)应注意对纯块金效应现象的研究。当实验半变异曲线从原点开始就在某一水平线上下呈平坦的波动起伏形态时,如图1-10-18所示,就表明可能存在着纯块金效应。但如果样品的支撑过大,即样品长度太长,或是数据点太少,间距太大,都会对数据产生修匀作用,掩盖了微型矿化结构,而形成纯块金效应假象。因此,当实验半变异曲线出现似纯块金效应现象时,应适当

减小样品支撑,缩短数据点间距,重新计算半变异函数并绘制实验半变异曲线,若曲线仍然呈平坦状起伏时,才能认定为纯块金效应。在自然界里,除了极少数金矿床外,具有纯

块金效应矿化特征的矿床是很少见的。

(5) 模型曲线的拟合一般采用人工直观拟合方法。在曲线拟合过程中, 正确地确定模型参数是一项很重要的工作。就目前应用最广泛的球状模型而言, 其最基本的模型特征化参数为基台值 C , 变程 a 和块金效应 C_0 , 在拟合曲线时可用如下方法来确定这些参数:

基台值 C 的确定, 可根据实验半变异曲线的形态变化, 找出当距离 h 增大到一定程度, 曲线开始由陡变缓并在某一极限值上下波动时, 此极限半变异函数值就是基台值。一般来说, 样品数据的实验方差往往是基台值的良好估计值, 可作为确定基台值时的参考。若存在由多个结构组成的嵌套结构模型时, 各个组成结构的基台值可通过结构分析来确定, 但各组成结构的基台值与块金效应之总和应等于嵌套结构模型的总基台值。

块金效应的确定, 可根据靠近原点附近半变异函数的最初几个数值点所连成的曲线形态, 取这段曲线的切线与纵座标轴相交截距的纵座标值, 即为块金效应值。需要注意的是, 在进行水平方向半变异函数模型拟合时, 往往由于样品数据点的间距较大, 难以揭示出可能存在的微型矿化结构, 而且也使靠近原点附近半变异函数实验点的可靠性降低, 从而直接影响到原点附近曲线拟合的准确性和块金效应的正确确定。此时, 如果矿区局部地段有较密网度的坑钻工程, 则可利用此局部地段半变异曲线的性状, 作为在拟合全矿区理论模型时确定靠近原点附近短距离范围内曲线形态特征和块金效应的参考。如果没有较密网度的坑钻工程可供利用, 则可在充分研究矿化各向异性规律的基础上, 利用沿着坑钻工程连续采样方向所计算的半变异函数, 来确定短距离的模型曲线性状和块金效应。

变程 a 的确定, 可将曲线在原点处的切线向上延长至与基台值所在的水平线相交点的横座标值, 再乘以 $3/2$ 即得出变程 a 的值。当半变异函数曲线是由多个结构组成的嵌套结构模型时, 应根据各个组成结构的曲线特征, 分别确定其相应的 a 值。

模型曲线的拟合还可以利用非线性最小二乘法, 通过计算机进行初步的自动拟合。但是, 由于实验半变异曲线上各个实验点所利用的样品数据对的数量不同, 其可靠性有很大差异。一般距原点越近的实验点, 其数据信息量越多, 可靠性越大, 距原点越远, 数据越少, 可靠性也越差。如果忽视了这一特点, 用常规的最小二乘法进行拟合, 所得出的曲线势必产生严重的偏倚。因此, 应采用某种加权的最小二乘法进行拟合。一般可用各实验点的数据对的数目进行加权, 或者用各实验点的滞后距离进行反比加权。无论采用何种加权的最小二乘法, 所拟合的模型曲线都必须通过人工检查与修正才能最后确定。

(6) 在进行理论模型拟合时, 为了更好地选择理想的模型特征化参数, 一般可拟定几组不同的参数, 分别计算出各组模型的理论离散方差, 并与实验半变异函数的实验离散方差进行比较, 从中优选出曲线拟合得最好, 理论方差与实验方差最接近的一组参数作为理论模型的最优化特征参数。

理论模型的离散方差 $D^2(v/V)$ 可由下式计算:

$$\begin{aligned} D^2(v/V) &= \overline{C(v,v)} - \overline{C(V,V)} \\ &= \overline{\gamma(V,V)} - \overline{\gamma(v,v)} \end{aligned} \quad (1-10-26)$$

若样品为钻孔岩心样、且样品的支撑 l (样长) 与钻孔的平均总取样长度 L 相比为很小, 可视为拟合点样品时, 则有:

$$D^2(I/L) = D^2(O/L) = \overline{\gamma}(L, L) \quad (1-10-27)$$

若采用球状模型作为理论模型, 则上式中的 $\overline{\gamma}(L, L)$ 可利用下列辅助函数 $F(L)$ 求出:

$$F(L) = \begin{cases} \frac{1}{2} \frac{L}{a} - \frac{1}{20} \frac{L^3}{a^3} & \text{当 } 0 \leq L \leq a \\ 1 - \frac{3}{4} \frac{a}{L} + \frac{1}{5} \frac{a^2}{L^2} & \text{当 } L > a \end{cases} \quad (1-10-28)$$

若模型为具有块金效应 C_0 , 和基台值 C 不为 1 的多个球状模型组成的嵌套结构模型, 且 L 大于 a , 则理论离散方差可用下式计算:

$$D^2(I/L) = D^2(O/L) = C_0 + C_1 \left(1 - \frac{3}{4} \frac{a_1}{L} + \frac{1}{5} \frac{a_1^2}{L^2}\right) + C_2 \left(1 - \frac{3}{4} \frac{a_2}{L} + \frac{1}{5} \frac{a_2^2}{L^2}\right) + \dots \quad (1-10-29)$$

若实验半变异函数是由 K 个不同取样总长度 L_i 的钻孔来计算的, 则其平均取样总长度 L 和实验离散方差 $S^2(I/L)$ 可由下式计算:

$$L = \frac{1}{K} \sum_{i=1}^k L_i \quad (1-10-30)$$

$$S^2(I/L) = \frac{\sum_{i=1}^k N_i \cdot S_i^2}{\sum_{i=1}^k N_i} \quad (1-10-31)$$

式中 L_i ——第 i 个钻孔的取样总长度;

N_i ——第 i 个钻孔的样品个数;

S_i ——第 i 个钻孔的实验离散方差。

(7) 在模型拟合时, 应对实验半变异曲线的性状进行详细的地质分析与解释。模型的拟合应该首先从与矿化特征有关的所有地质信息作详尽的观察与判断开始, 包括地层、岩性、褶皱、断层、矿化分带与成矿模式, 矿体形态与产状等等, 所有这些与矿化有关的地质信息, 在实验半变异曲线上都会有所反映。因此, 当实验半变异曲线出现与理论模型不符的任何异常现象时, 应深入研究其是否有相应的地质依据。如图 1-10-19(a) 所示为某矿床沿 $N65^\circ W$ 方向和 $N25^\circ E$ 方向的半变异曲线图。从 $N65^\circ W$ 方向的半变异曲线可以看出, 曲线从原点开始逐渐上升, 当距离 h 超过 200m 时则突然下降, 表现出一种明显的不均匀现象。而 $N25^\circ E$ 方向的半变异曲线则与距离 h 呈明显的线性关系。这种现象是与矿化作用具有明显的贫富分带和方向性变化相一致的。如图 1-10-19(b) 所示, 沿着 $N65^\circ W$ 方向跨越了贫富交替出现的 3 个矿带, 矿带的宽度大约为 200m 左右。因而其半变异曲线出现了幅度为 200m 的峰状起伏。而沿 $N25^\circ E$ 方向, 半变异函数是沿着同一个富矿带或贫矿带计算的, 故其半变异曲线表现为随距离增大而增高的线性关系。在这种情况下, 对 $N65^\circ W$ 方向的实验半变异曲线进行模型拟合时, 可仅对距离在 200m

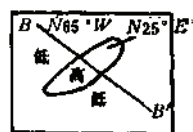
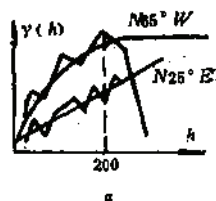


图 1-10-19 半变异曲线性状与矿化特征关系对比图

范围内的曲线拟合一个变程 a 为200m的球状模型,并在进行克立格法估值时,对估计邻域加以严格限制,使参与估计的数据点与待估块段的距离不大于200m。

10.3.7 结构分析与矿床数学模型的建立

在半变异函数研究基础上,认真研究矿床地质特征,运用结构分析方法,找出半变异发生原因及其结构形式,才能制定充分反映矿床空间变化主要特性的半变异函数模型。

10.3.7.1 结构分析与嵌套结构及其表达式

用半变异函数描述的矿床变异性,是由分别发生在各种不同范围上同时起作用的多种原因形成的。诸如,由岩心采取率波动、取样、样品制备、分析误差、矿物成分变化、矿层与夹层交替变化、区域化控矿因素等多种原因(或称结构)引起的。不同的原因引起的变化发生在不同范围上,观察范围大一级的变性能合并,但不能区分观测范围小的各级变异性。把各种变异性引起的结构组合在一起就称为嵌套结构。分析半变异函数描述的矿床变异性产生的各种原因,并用相应的理论模型或其组合表述出来的方法和过程,谓之结构分析。

嵌套结构表示为许多半变异函数之和,而每一种半变异函数代表特定范围上的变异性,如下式,

$$\frac{1}{2}E\{[Z(x+h)-Z(x)]^2\}=\gamma(h)=\gamma_0(h)+\gamma_1(h)+\gamma_2(h)+\dots+\gamma_i(h) \quad (1-10-32)$$

其中,每种结构可以是类型和异向性不同的模型。小距离范围内观测到的半变异性取决于小范围的半变异函数,如 $\gamma_0(h)+\gamma_1(h)$;大范围内变异性取决于所有的 $\gamma_i(h)$,如图1-10-20。

10.3.7.2 各向异性的嵌套结构

由于成矿物质来源和地质条件的复杂性,由半变异函数表征的不同矿床在空间各方向的矿化变异性,可以是各向同性的,也可以是各向异性的。

各向同性:由半变异函数 $\gamma(|h|)$ 表征的变异性在空间的各个方向相同。

各向异性:当矿化现象变异性在不同方向或某特征方向(如沿矿体走向或倾向)存在差异,又可分为几何和带状两类各向异性。在克立格法局部估计时,为方便计算,应将各向异性转换为各向同性结构。

在掌握地质特征和矿化规律的基础上,变异函数制作一般是按矿化特征方向,如矿体走向、倾向、侧伏方向或其它特定方向进行。根据不同方向上变程 a_i 的变化(如图1-10-21),有各向同性、几何各向异性、带状各向异性的三种情况。

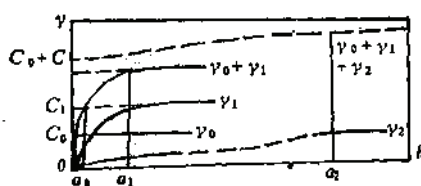


图 1-10-20 嵌套结构模型

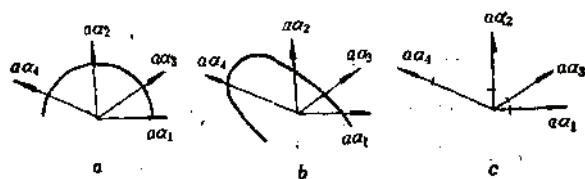


图 1-10-21 变程方向图

异向性模型根据不同方向基值是否相同分为几何各向异性和带状各向异性。

1. 几何各向异性

各个方向上具有相同基值、不同变程的各向异性。利用座标线性转换, 能将各向异性变为各向同性。如:

$$\gamma(h_u, h_v, h_w) = \gamma'(\sqrt{h_u'^2 + h_v'^2 + h_w'^2}) \quad (1-10-33)$$

各向异性

各向同性

其中, $[h'] = [A] \cdot [h]$ 。 $[A]$ 为座标转换矩阵, 由新旧座标旋转角度和各向异性矩阵决定。

常见如下几种情况:

(1) 各向异性轴与座标轴一致的二维几何各向异性改正: 若四个方向变异函数变程方向图呈椭圆, 其中长短轴与座标轴一致, 如图 1-10-22。

$$\frac{a\alpha_1}{a\alpha_2} = K_2$$

以 a_2 为 y , a_1 为 x 则有:

$$h' = \sqrt{h_x^2 + (h_y \cdot k_2)^2}$$

引入变换矩阵 $[A] = \begin{bmatrix} 1 & 0 \\ 0 & k_2 \end{bmatrix}$, 则有:

$$h' (h'_x, h'_y) = \begin{bmatrix} 1 & 0 \\ 0 & k_2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} h_x \\ h_y \end{bmatrix}$$

将 h' 代入 x 方向以 $a\alpha_1$ 为变程的模型, 则:

$$\gamma(h') = C \left[\frac{3}{2} \frac{h'}{a\alpha_1} - \frac{1}{2} \left(\frac{h'}{a\alpha_1} \right)^3 \right] \quad (1-10-34)$$

其中 $\begin{bmatrix} 1 & 0 \\ 0 & K \end{bmatrix}$ 相当于 $[A]$ 矩阵。

(2) 各向异性轴与座标轴不一致时几何各向异性改正: 如图 1-10-23。

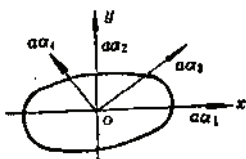


图 1-10-22 各向异性轴与座标轴一致

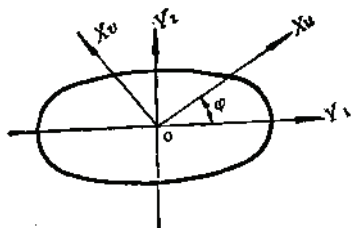


图 1-10-23 各向异性轴与座标轴不一致

变程方向图为椭圆, φ 为椭圆长轴与 x_u 轴夹角, 各向异性比 $\lambda > 1$ 。 (x_u, x_v) 为某点原座标。在座标先后经过旋转 φ 角使与椭圆主轴平行的旋转矩阵变换、考虑各向异性比 λ 的异向性矩阵转换、旋转 $-\varphi$ 角回到原座标系取向的座标转换, 即得用原座标 (x_u, x_v) 经变换矩阵 $[A]$ 表示的变为各向同性的最终座标。

$$\begin{bmatrix} x'_u \\ x'_v \end{bmatrix} = [R-\varphi] [\lambda] [R\varphi] \begin{bmatrix} x_u \\ x_v \end{bmatrix} = [A] \begin{bmatrix} x_u \\ x_v \end{bmatrix} \quad (1-10-35)$$

其中:

$$[A] = \begin{bmatrix} a & c \\ c & b \end{bmatrix}, \text{ 且 } a = \cos^2 \varphi + \lambda \sin^2 \varphi,$$

$$b = \sin^2 \varphi + \lambda \cos^2 \varphi; C = (1 - \lambda) \sin \varphi \cos \varphi.$$

当椭圆长轴与 Ox_u 轴夹角逆时针旋转 φ 则:

$$C = (\lambda - 1) \sin \varphi \cos \varphi \quad (1-10-36)$$

为求二维空间矢量 $h(h_u, h_v)$ 的各向异性变异函数 $\gamma(h) = \gamma(h_u, h_v)$ 之值, 由下式计算各向同性最终坐标 (h'_u, h'_v) :

$$\begin{bmatrix} h'_u \\ h'_v \end{bmatrix} = [A] \begin{bmatrix} h_u \\ h_v \end{bmatrix} \quad (1-10-37)$$

并代入各向同性模型 $\gamma^1(|h|)$, 其变程为椭圆长轴变程即可, 即:

$$\underset{\text{各向异性}}{\gamma^1(h_u, h_v)} = \underset{\text{各向同性}}{\gamma^1(\sqrt{h_u'^2 + h_v'^2})} \quad (1-10-38)$$

(3) 水平各向同性, 与垂直方向呈几何各向异性的改正:

垂直方向变程为 a_{zv} , 水平各向同性变程 a_{1H} , 且 $a_{1H} < a_{zv}$, 仿射比 $K = a_{zv}/a_{1H}$,

如图 1-10-24。

所以, $h = \sqrt{h^2(h_x^2 + h_y^2) + h_z^2}$ 用变换矩阵 $[A]$, 其中:

$$[A] = \begin{bmatrix} K & 0 & 0 \\ 0 & K & 0 \\ 0 & 0 & 1 \end{bmatrix}, \text{ 转换成矢量:}$$

$$h' (h'_x, h'_y, h'_z) = \begin{bmatrix} K & 0 & 0 \\ 0 & K & 0 \\ 0 & 0 & 1 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} h_x \\ h_y \\ h_z \end{bmatrix}$$

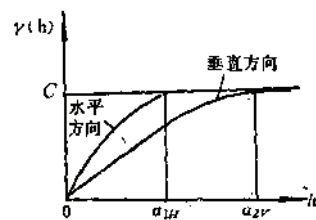


图 1-10-24 水平与垂直几何各向异性

展开上式:

$$\begin{cases} h'_x = K h_x + 0 h_y + 0 h_z = K h_x \\ h'_y = 0 h_x + K h_y + 0 h_z = K h_y \\ h'_z = 0 h_x + 0 h_y + 1 h_z = h_z \end{cases} \quad (1-10-39)$$

其中矢量 h' 的 h'_x, h'_y 与 h_x, h_y 相差 K 倍, 而 h'_z 与 h_z 相同。将 h' 代入垂直方向变程 a_{zv} 表示的各向同性模型则实现了水平与垂直几何各向异性变为各向同性模型的转换。若是球状模型则为:

$$\gamma(h) = C \left[\frac{3}{2} \frac{h}{a_{zv}} - \frac{1}{2} \frac{h}{a_{zv}^3} \right] \quad (1-10-40)$$

水平与垂直均呈几何各向异性的椭球体特殊模型的转换矩阵 $[A]$ 制定是可能的, 但一般采用某一方向的带状各向异性模型来拟合。

2. 带状各向异性

不同方向具不同基值, 变程相同或不同而又不能利用座标线性转换实现各向同性转换

的各向异性, 如图 1-10-25。

带状各向异性模型也定义为多个各自各向异性模型组成的嵌套结构。如图 1-10-26, 垂直方向半变异函数 $\gamma(h_u)$ 为一强变异性; 水平各向同性半变异函数为 $\gamma(\sqrt{h^2u + h^2v})$; 垂直与水平方向半变异函数差值 $\gamma(h_u) - \gamma(\sqrt{h^2u + h^2v})$ 近似呈直线。这种带状各向异性模型, 可看成一个三维各向同性模型 $\gamma_1(|h|)$ 和线性模型 $\gamma_2(h_w)$ 之和的嵌套结构:

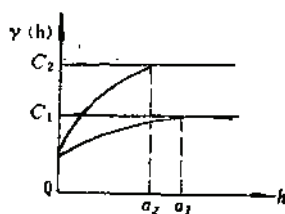


图 1-10-25 带状各向异性

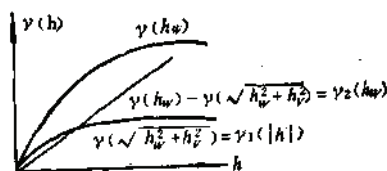


图 1-10-26 带状各向异性

$$\gamma(h_u, h_v, h_w) = \gamma_1(|h|) + \gamma_2(h_w) \quad (1-10-41)$$

式中的 $\gamma_1(|h|)$ 是拟合水平各向同性半变异函数 $\gamma(\sqrt{h^2u + h^2v})$ 而获, 其转换矩阵为

$$\begin{pmatrix} 1 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & 0 \\ 0 & 0 & 1 \end{pmatrix}; \quad \gamma_2(h_w) \text{ 是拟合垂直比水平方向变异大的差值 } \gamma(h_w) - \gamma(\sqrt{h_w^2 + h_v^2})$$

而获, 其转换矩阵为 $\begin{pmatrix} 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 1 \end{pmatrix}$ 。

这种由各自各向异性结构嵌套形成的带状各向异性模型, 可用于拟合任一类实验各向异性模型。

10.3.7.3 一般结构模型

研究几何和带状各向异性模型后, 可提出结构模型一般式, 即 $\gamma(h)$ 是 N 个各向同性结构 $\{\gamma_i(|h_i|), i = 1 \sim N\}$ 嵌套之和:

$$\gamma(h) = \sum_{i=1}^N h_i(|h_i|) \quad (1-10-42)$$

每个组成结构 $\gamma_i(|h_i|)$ 的特定各向异性 (几何或带状的) 可由线性变换矩阵 $[A_i]$ 来表征, 它将矢量 h 通过下式变为矢量 h_i :

$$[h_i] = [A_i] \cdot [h] \quad (1-10-43)$$

式中 $[A_i]$ 的变化与下列因素有关: 各向异性椭圆轴和座标轴是否一致; 夹角 φ 呈顺或逆时针旋转; 各向异性模型类型和维数。一般结构模型, 因对组成的各个同性结构 $\gamma_i(|h_i|)$ 能分别处理而显得特别方便。

上述全矿一般结构模型, 即是矿化规律的数学表达式——矿床数学模型, 是实现局部

估计的克立格法的依据。

10.3.7.4 全矿数学模型验证

结构分析确定的结构模型——矿床数学模型是否正确，必要时须用交叉证实法验证。即用作为矿床数学模型的变异函数理论模型表达式，在已知数据范围内，逐一对已知数据用不包括本身在内的相邻数据进行估计，比较两者误差，并进行统计分析。如估计误差均值近于0，方差接近理论估计方差，估计误差符合正态分布，实验估计误差与理论估计偏差的偏差比符合标准正态分布，这个变异函数理论模型即为正确的模型。当存在多个全矿数学模型方案时，以服从上述标准最好的方案为最佳方案。

10.3.7.5 结构分析和矿床数学模型实例

1. 西北某斑岩铜矿床的结构分析和矿床数学模型

该矿为细脉浸染型斑岩铜矿床，呈巨形扁豆体。中部36个钻孔，网度为 $100 \times 100\text{m}$ ，这些钻孔的铜平均品位为0.1203%；边部39个钻孔，网度为 $200 \times 200 \sim 400\text{m}$ 。全矿铜平均品位0.0877%。中部富，向四周变贫并逐渐过渡为围岩。浅部两条探矿巷道，长144m和152m。

以铜品位为区域化变量，用3m岩心样计算全部钻孔和3m分层的水平四个方向的半变异函数。为克服富矿区钻孔过密、信息资料偏多的影响，先将75个钻孔，按 $200 \times 200\text{m}$ 网格组合成39个钻孔，再将39个钻孔组合成全矿垂直方向半变异函数。组合时，按各步距数据对的数目加权。为组合水平各向实验半变异函数，将每5个3m分层合并为1个15m分层，再将各15m分层的半变异函数，按不同方向以各步距数据对的数目加权组合。从组合的水平半变异函数可知，在范围240m内数据主要来自富矿段，若调整为 $200 \times 200\text{m}$ 网度，会使 $\bar{\gamma}(100)$ 、 $\bar{\gamma}(141)$ 、 $\bar{\gamma}(200)$ 信息丢失，故水平半变异函数值采用比例效应校正后再作理论半变异函数拟合。比例效应值是水平实验半变异函数样品均值与组合后的39个钻孔垂直实验半变异函数样品均值比的平方。微型结构还参照了坑道半变异函数特点。因垂直和水平半变异函数理论模型参数相同，说明全矿为一各向同性结构，如图1-10-27。将全矿的各向同性结构拟合为一个块金效应和两个球状模型嵌套的理论模型。

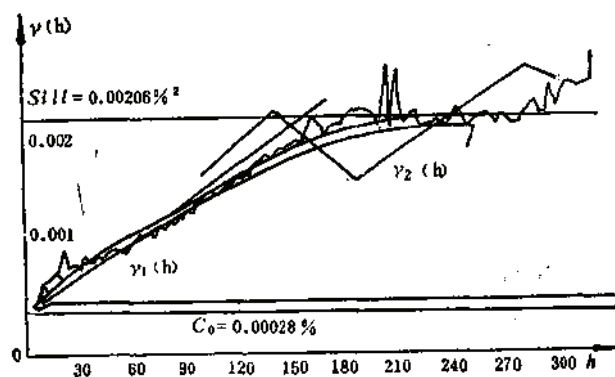


图 1-10-27 全矿 $\gamma(h)$ 曲线图

由3m支撑模型解除正则而获得点模型，再由点模型计算15m支撑模型，其表达式为：

$$\left. \begin{aligned} \gamma(h) &= C_0 + C_1 \left(\frac{3h}{2a_1} - \frac{1}{2} \frac{h^3}{a_1^3} \right) + C_2 \left(\frac{3}{2} \frac{h}{a_2} - \frac{1}{2} \frac{h^3}{a_2^3} \right) & \forall h < a_1 \\ \gamma(h) &= C_0 + C_1 + C_2 \left(\frac{3}{2} \frac{h}{a_2} - \frac{1}{2} \frac{h^3}{a_2^3} \right) & \forall a_1 \leq h \leq a_2 \\ \gamma(h) &= C_0 + C_1 + C_2 = C & \forall a_2 \leq h \end{aligned} \right\} \quad (1-10-44)$$

式中 C_0 ——块金效应, 0.00028‰²;

C_1 ——结构1的基台值, 0.0001‰²;

C_2 ——结构2的基台值, 0.00168‰²;

a_1 ——结构1的变程, 24m;

a_2 ——结构2的变程, 252m;

C ——总基台值, 0.00206‰²。

2. 华东某斑岩铜矿结构分析和矿床数学模型

矿体赋存在花岗闪长斑岩体与千枚岩接触带两侧强中蚀变带内。两个花岗闪长斑岩岩株构成A、B两斑岩铜矿床中心; 矿体围绕斑岩株呈倾伏筒状体。矿化中弱边强, 上富下贫, 规模巨大。按100×50~100m, 200×100~200m网度施工309个钻孔, 1663m坑道。在对A、B两区进行地质统计学研究中, 首先, 用15m组合样作不同岩石类型的Mo、Cu、S直方图。经分析品位变化与岩石类型无关, 不必按不同岩性作半变异函数模型。继而, 计算两矿区Cu、Mo、S的垂直、东西、南北、北西——南东、北东——南西五个方向的半变异函数。在这五个方向上, 距离容差均为7.5m。角度容差各个方向上则有所不同。在垂直方向上, 角度容差为15°。水平四个方向上, 平面方向角度容差22.5°, 竖直方向角度容差15°。根据样品延伸域, 确定计算半变异函数的邻域为1050×1050×300m。首先以邻域最低层210×210×60m的超级块为根块。对根块内的样品, 逐对计算和统计其半变异函数。再用根块内各样品与邻域中各超级块的样品, 逐一配对进行计算和统计一遍后, 挪动根块和邻域继续计算, 一直到根块挪遍整个矿体为止, 得出全矿五个方向的半变异函数值。

根据半变异曲线, 采用试算与比较误差法, 拟合A、B两区铜钼元素理论模型。铜的理论模型均为水平各向同性, 水平与垂直为几何各向异性的球状模型组成。A区铜理论模型如下:

$$\left. \begin{aligned} \gamma(h) &= C_0 + C_1 \left(\frac{3}{2} \frac{h'}{a} - \frac{1}{2} \frac{h'^3}{a^3} \right) & h' \leq a \text{ 时} \\ \gamma(h) &= C_0 + C_1 & h' > a \text{ 时} \end{aligned} \right\} \quad (1-10-45)$$

$$h = \sqrt{h_x^2 + h_y^2 + h_z^2}$$

$$h' = \sqrt{\lambda^2 (h_x^2 + h_y^2) + h_z^2}$$

$$\lambda = \frac{a_y}{a_x}$$

式中 C_0 ——块金效应, 0.008‰²;

C_1 ——结构1的基台值, 0.034‰²;

a_z ——垂直方向变程, 270m;

a_x ——水平方向变程, 120m;

λ ——仿射比。

10.3.8 克立格法和克立格方程组

欲求待估块的估值 Z^*_k , 待估块邻域中的实验值 $\{Z(\beta), \beta = 1, \dots, n\}$ 需已知, 实验值相应的权系数为 $\{\lambda\beta, \beta = 1, \dots, n\}$, 则克立格估值公式为:

$$Z_k^* = \sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} Z_{\beta} \quad (1-10-46)$$

权系数 $\{\lambda_{\beta}, \beta = 1, \dots, n\}$ 由克立格方程组解出。在无偏条件下, 即估值 Z_k^* 与真值 Z_v 的误差期望 $E\{Z_v - Z_k^*\}$ 为零的条件下, 根据估计方差 $E\{(Z_v - Z_k^*)^2\}$ 为最小的原则而建立的克立格方程组为:

$$\left. \begin{aligned} \sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} \bar{C}(v_{\alpha}, v_{\beta}) - \mu &= \bar{C}(v_{\alpha}, V) \quad V_{\alpha} = 1, \dots, n \\ \sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} &= 1 \end{aligned} \right\} \quad (1-10-47)$$

当有半变异函数表示时, 则有:

$$\left. \begin{aligned} \sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} \bar{\gamma}(v_{\alpha}, v_{\beta}) + \mu &= \bar{\gamma}(v_{\alpha}, V) \quad V_{\alpha} = 1, \dots, n \\ \sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} &= 1 \end{aligned} \right\} \quad (1-10-48)$$

克立格方差为:

$$\sigma_k^2 = E\{(Z_v - Z_k^*)^2\} = \bar{C}(V, V) + \mu - \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} \bar{C}(v_{\alpha}, V) \quad (1-10-49)$$

或

$$\sigma_k^2 = \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} \bar{\gamma}(v_{\alpha}, V) + \mu - \bar{\gamma}(V, V) \quad (1-10-50)$$

若用矩阵形式, 克立格方程组可表示为:

$$[K] \cdot [\lambda] = [M^2] \quad (1-10-51)$$

$$[K] = \begin{bmatrix} \bar{C}(v_1, v_1) & \dots & \bar{C}(v_1, v_{\alpha}) & \dots & \bar{C}(v_1, v_n) & 1 \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ \bar{C}(v_{\alpha}, v_1) & \dots & \bar{C}(v_{\alpha}, v_{\alpha}) & \dots & \bar{C}(v_{\alpha}, v_n) & 1 \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ \bar{C}(v_n, v_1) & \dots & \bar{C}(v_n, v_{\alpha}) & \dots & \bar{C}(v_n, v_n) & 1 \\ 1 & \dots & 1 & \dots & 1 & 0 \end{bmatrix}$$

$$[\lambda] = \begin{bmatrix} \lambda_1 \\ \lambda_a \\ \lambda_n \\ -\mu \end{bmatrix} \quad [M^2] = \begin{bmatrix} \bar{G}(v_1, V) \\ \bar{G}(v_a, V) \\ \bar{G}(v_n, V) \\ 1 \end{bmatrix}$$

从克立格方程组建立的原则可知, 克立格法是一种最佳线性无偏估值法。

10.3.9 估计邻域的确定和块段的划分

估值时, 通常把矿床分为成千上万的规则小块段, 对其中每个矿化小块段进行克立格估值。这些被估值的小块段, 叫做待估块。

10.3.9.1 估计邻域的确定

估计邻域应限制在以待估块 V 的形心为圆心, 变程 a 为半径的圆所确定的邻域 $a(x_0)$ 内, 如图 1-10-28 所示。在 $b(x_0)$ 范围内, 若各方向上数据比较完全, 不留空缺地包围待估块 V 时, 因屏蔽作用, $b(x_0)$ 外的数据对 V 块段估值影响很小, 邻域可缩小为 $b(x_0)$ 。估计邻域应根据半变异函数理论模型变程 a 、异向性、结合勘探工程密度和均匀程度来考虑。其大小通常是与勘探工程网度有关的超级块尺寸的某一倍数。估计邻域包含若干超级块。一个超级块又包含若干待估块。估计邻域、超级块、待估块通常都划分为规则的矩形块, 并与开采块段相适应。一般待估块段的尺寸是最小开采单元尺寸的倍数, 且是超级块的约数。

10.3.9.2 数据分组

为了约简克立格方程组的维数, 依据数据在结构上的对称性, 对估计邻域内的数据进行分组。

如某斑岩铜矿床, 半变异函数模型是各向同性的球状模型。邻域中待估块所在超级块(邻域中心超级块)内, 最多 2 个钻孔, 每个钻孔各赋予一个权, 但每个超级块最多 2 个权; 周围 26 个超级块, 除上下层的中间超级块赋予单独的权外, 各层其它 8 个超级块中, 距离相同四个块合为 1 个权。邻域内组合后最多 10 个权, 如图 1-10-29。

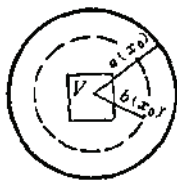


图 1-10-28 估计邻域的确定图



图 1-10-29 某斑岩铜矿数据分组图
块中数字代表该超级块中数据分组的权号

由于分组, 减少了方程组维数, 可节省费用 $\frac{1}{2} \sim \frac{1}{3}$ 。数据分组可以通过不同方案对

比, 选择克立格方差相差不大、权系数最少的方案。

10.3.9.3 块段的划分

当各待估块形状、尺寸、数据构形相同时, 则各待估块的 $[K]$ 、 $[M^2]$ 矩阵相同, $[A]$ 矩阵是唯一的, 只要求解一次克立格方程组的 $[A]$ 矩阵后, 对各待估块的局部估计均能适应, 从而大大减少了计算工作量。实际上, 待估块信息构形由于勘探工程不完全按规则网格布置而常常不同, 数据构形不会完全不变。引入超级块段后, 只要邻域内超级块中的数据构形相同, 对于邻域中心超级块中的各待估块而言, 其数据构形相同, $[K]$ 矩阵相同, 计算一次 $[K]^{-1}$ 能适用超级块内各待估块, 故减少了工作量。

10.3.10 克立格法实例

10.3.10.1 某斑岩铜矿床克立格法局部估计

(1) 最小开采单元与被估块尺寸。根据矿山扩建的规模和采用大型挖掘机、汽车, 阶段高15m, 为使一次爆破量能满足一周生产的供矿需要, 最小开采单元的尺寸为 $25 \times 25 \times 15\text{m}$ 等实际情况, 并考虑到探矿网度为 $100 \sim 200 \times 100 \sim 200\text{m}$, 故确定待估块尺寸为 $50 \times 50 \times 15\text{m}$ 。由8个待估块组成超级块尺寸为 $100 \times 100 \times 30\text{m}$ 。

(2) 估计邻域的确定。半变异函数模型的变程为252m, 估计邻域定为 $300 \times 300 \times 90\text{m}$ 。邻域内有27个超级块。

(3) 估计邻域数据分组和权系数分配。依结构对称性原则, 把邻域内块段组合为10个权, 详见图1-10-30。按1-10-47式求解权系数。按1-10-10式和1-10-44式计算1-10-47式中的协方差 $\bar{C}$ 。



图 1-10-30 华东某斑岩铜矿数据组合图

(4) 矿区地形输入采用手工网格法。

(5) 用1-10-46式和1-10-49式对待估块进行局部估计。

10.3.10.2 某斑岩铜矿床克立格法局部估计

(1) 最小开采单元和待估块尺寸, 据露天矿开采规模、设备、一次爆破量生产的时间、最小开采单元为 $15 \times 15 \times 15\text{m}$; 考虑勘探网度为 $100 \times 100\text{m}$, 待估块定为 $35 \times 35 \times 15\text{m}$; 16个待估块合为一个超级块, 其尺寸为 $70 \times 70 \times 60\text{m}$ 。

(2) 估计邻域。半变异函数理论模型变程为270m (水平方向120m), 邻域确定为 $210 \times 210 \times 180\text{m}$ 。

(3) 邻域数据分组和权系数分配。邻域中心超级块有钻孔通过时, 每个组合样一个权, 最多四个权; 上、下层中间超级块各一个权, 此外, 24个超级块, 如图1-10-30, 每横线相连两块为一个权, 邻域中最多18个权, 一般8~10个权。

(4) 估计边缘块段时, 邻域内数据会有空缺。这时, 在每60m层平面图上绘制品位等值线图, 标出0.1、0.2、0.3、0.4的品位等值线。块段估值限定在0.1以上等值线范围内进行。邻域内空缺数据不再

补值, 如图 1-10-31。

(5) 矿区地形输入。据地形图, 用图数转换仪将不同等高线特征点的座标 x 、 y 、 z 值输入计算机, 经计算机自动插值求出 35×35 网格上交点高程, 和所圈各块段四顶点均值为块段与空气交点标高, 形成地形文件。

(6) 用公式 1-10-46 和 1-10-49 对待估块进行局部估计。

10.3.11 克立格法局部估计结果的验证

检查克立格法的正确性, 可以通过对估计值 $Z(x_i)^*$ 与真实值(试验值) $Z(x_i)$ 之间的估计误差 $e(x_i)$ 的统计分析, 看其均值是否无偏和方差是否等于理论估计方差 σ_E^2 来确定。根据真实值的来源, 局部估计检验可分为交叉验证法和开采资料对比法。

10.3.11.1 交叉验证法

以某斑岩铜矿床为例:

(1) 估计误差的统计。全矿 75 个钻孔组合成长 15m 的 1268 个样品。用四周样品计算每个样品的克立格估值 $\{Z^*(x_i), i = 1, \dots, 1268\}$, 并计算出克立格估值与样品实际观测值的估计误差 $e(x_i) = Z(x_i) - Z^*(x_i)$ 。再作 $e(x_i)$ 的直方图。经计算得 $e(x_i)$ 的均值 $m = 0.00035$, 方差 $\sigma^2 = 0.00115$ 。而 1268 个样品的平均品位为 0.088%, 两者相对误差仅 0.4%, 说明误差的均值是无偏的。比较 $e(x_i)$ 的直方图与 $e(x_i)$ 的理论正态分布曲线, 两者相当近似, 见图 1-10-32。 $e(x_i)$ 的实验直方图在 $\pm 2\sigma$ 范围内的频率为 94%, 与正态分布相近。

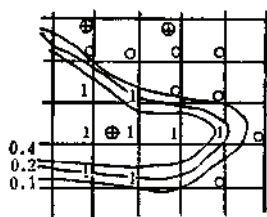


图 1-10-31 边缘块数据处理图

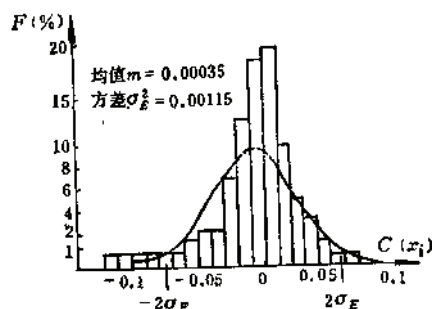


图 1-10-32 估计误差分布直方图

(2) 估计误差与理论估计误差的偏差比的统计。周围几个样品值 $\{x_j | j = 1, \dots, n\}$ 来估计 x_i 样品时的理论估计方差 $\sigma_E^2(x_i)$ 为:

$$\begin{aligned} \sigma^2 E(x_i) = & \overline{C}(x_i, x_i) - 2 \sum_{j \neq i} \lambda_j \overline{C}(x_j, x_i) \\ & + \sum_{j \neq i} \sum_{k \neq i} \lambda_j \lambda_k \overline{C}(x_j, x_k) \end{aligned} \quad (1-10-52)$$

估计误差 $e(x_i) = Z(x_i) - Z^*(x_i)$ 与理论估计偏差 $\sigma_E(x_i)$ 的偏差比 $R(x_i)$ 为:

$$R(x_i) = \frac{Z(x_i) - Z^*(x_i)}{\sigma_E(x_i)} \quad (1-10-53)$$

对 $R(x_i)$ 进行统计, 均值为 0.00515, 方差为 0.96114。 $R(x_i)$ 直方图与标准正态分布 $N(0, 1)$ 十分相近, 如图 1-10-33。

通过估计误差 $e(x_i)$ 与偏差比 $R(x_i)$ 的统计获得的结果, 说明矿床数学模型和克立格估值是正确的。

10.3.11.2 开采资料对比法

是用全矿坑钻工程的样品和矿床数学模型计算各块段克立格估值 $Z^*(x_i)$, 与实际开采得到的各块段平均品位(或加密爆破孔的平均品位)

所代表的块段真实平均品位 $Z(x_i)$ 进行比较, 计算估计误差 $e(x_i)$ 和偏差比 $R(x_i)$, 加以统计分析, 检验矿床数学模型和克立格估值的正确性。

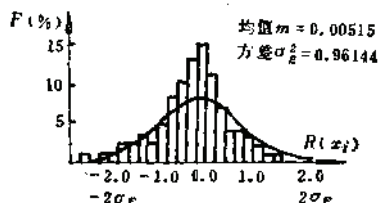


图 1-10-33 偏差比直方图

10.3.12 矿床储量及其总体估计方差

矿床储量是矿床矿石量、金属量、平均品位的总体估计量。一般采用“克立格估计量组合”的办法, 把各块段估值平均品位乘以块段矿石量得块段金属量。在矿床开采范围内, 对块段金属量和块段矿石量分别求和, 再用金属总累积量除以矿石总累积量, 求得矿床总平均品位。

矿床总体估计方差不能象总体估计量那样进行简单组合。总体估计一般存在以下两类误差:

(1) 由矿床边界不准引起的几何误差;

(2) 在已确定的矿床边界范围内, 由于对矿石品位等区域化变量估计引起的质量误差。

一般总体误差 $\{Z_D - Z_D^*\}$ 为 n 个基本独立误差之和 (通常 $n \leq N$, N 为块段数):

$$Z_D - Z_D^* = \sum_{k=1}^n \lambda_k (Z_k - Z_k^*) \quad (1-10-54)$$

总体估计方差如下式:

$$\begin{aligned} \delta^2 Z_D &= E \left\{ (Z_D - Z_D^*)^2 \right\} \\ &= \sum_{k=1}^n \lambda_k^2 E \left\{ (Z_k - Z_k^*)^2 \right\} \end{aligned} \quad (1-10-55)$$

区分 n 个基本误差的办法, 一般可从计算中的有效数据是否来自相同构形, 数据网格是否规则, 以及是否采用了不同的计算公式等方面进行检查确定。

当已知勘探钻孔数据在平面上处于正方形块段中心, 形成规则网格时, 总体估计方差

可表示为:

$$E \left\{ [Z_s - Z_s^*]^2 \right\} \\ \cong \frac{1}{N^2} \sum_{i=1}^n E \left\{ [Z_{si} - Z(x_i)]^2 \right\} = \frac{1}{N} \sigma^2 ES \quad (1-10-56)$$

式中 $\sigma^2 ES$ ——用中心钻孔数据估计正方形块段的估计方差。

估计方差 $\sigma^2 ES$ 由辅助函数表查取, 或由计算求得。于是总体估计标准差就可由下式给出:

$$\sigma S = \sigma ES / \sqrt{N} \quad (1-10-57)$$

上式是建立在数据是完全随机独立的假设基础上的, 实际上地质数据之间还存在一定的互相关。因而, 还应将上式计算结果乘以一定的倍数来近似计算。如某铜矿床的总体估计误差就是用上式计算结果再乘以一个数值为 3~5 的修正系数。

10.3.13 可采储量的估计和校正系数

可采储量与技术 and 经济条件有关, 而块段大小直接影响着可采储量的估计。图 1-10-34 是长度为 l 的岩心样和体积为 V 的块段的品位直方图。支撑 $V > l$ 。这两种支撑的平均品位相等, 实验方差分别为 $S^2\left(\frac{l}{G}\right)$ 和 $S^2\left(\frac{V}{G}\right)$ 。因 $V > l$, 则 $S^2\left(\frac{V}{G}\right) < S^2\left(\frac{l}{G}\right)$ 。

因此, 两直方图不同。存在铜品位 $Z_l \geq 5\%$ 的岩心样品, 但不存在 $Z_v \geq 5\%$ 的块段。 Z_v 为边界品位。岩心品位直方图的斜线区表示严重地过高估计了可采吨数和平均品位。因此, 在待估块尺寸与可采单元不一致的情况下, 用待估块计算的可采储量和品位比实际开采单元要偏低(或偏高)。这时, 可以先计算待估块和开采单元块的离散方差, 制作二者的直方图, 再利用二直方图间关系求校正系数, 获得实际开采单元的可采储量和品位。

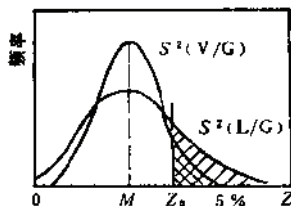


图 1-10-34 不同支撑的
品位直方图

以某斑岩钼矿床为例, 说明如下: 该矿床待估块为 $50 \times 50 \times 15\text{m}$, 块段品位直方图呈对数正态分布, 均值 $M = 0.06621$, 方差 $\sigma^2 = 0.00209$ 。最小开采单元 V 为 $25 \times 25 \times 15\text{m}$, 据分布不变假设, 其品位分布亦应服从对数正态分布, 均值与待估块的均值相同。设矿床为 A , 15m 样品的支撑为 l , 则有:

$$D^2\left(\frac{V}{A}\right) = D^2\left(\frac{l}{A}\right) - \bar{Y}(V, V) \quad (1-10-58)$$

式中 $D^2\left(\frac{V}{A}\right)$ ——最小开采单元块离散方差, $\%^2$;

$$D^2\left(\frac{l}{A}\right) \text{——15m样品离散方差, } 0.00328, \%^2,$$

$$\overline{\gamma}(V, V) \text{——最小开采单元块的半变异函数均值, } 0.000497, \%^2$$

据 1-10-58 式计算, 则生产单元块离散方差为:

$$D^2\left(\frac{V'}{A}\right) = 0.00328 - 0.000497 = 0.002791$$

$$D^2\left(\frac{V'}{A}\right) \text{ 没有消除多余富矿信息的影响。为此, 用全矿组合样品均值 } 0.0718 \text{ 与块}$$

段品位均值 0.06621 形成的比例效应值予以消除, 得:

$$D^2\left(\frac{V}{A}\right) = D^2\left(\frac{V'}{A}\right) \times (0.06621/0.0718)^2 = 0.002366$$

获得生产单元块与待估块的均值、方差后, 再把它们从对数正态分布化成正态分布的形式, 得到相应的均值、方差 α_1 、 β_1^2 和 α_2 、 β_2^2 。在均值 α 、方差 β^2 已知的情况下, 大于边界品位 C 的块段出现的频率为:

$$P(\alpha, \beta^2) = 1 - \phi\left(\frac{\ln C - \alpha}{\beta}\right) \quad (1-10-59)$$

所以, 矿石储量校正系数等于 $P(\alpha_1, \beta_1^2)/P(\alpha_2, \beta_2^2)$ 。

大于边界品位 C 的矿石平均品位为:

$$A(\alpha, \beta^2) = M \cdot \frac{1 - \phi\left(\frac{\ln C - \alpha}{\beta}\right)}{1 - \phi\left(\frac{\ln C - \alpha}{\beta}\right)} \quad (1-10-60)$$

式中 M ——总体均值, %。

所以, 品位校正系数等于 $A(\alpha_1, \beta_1^2)/A(\alpha_2, \beta_2^2)$ 。

从而得不同边界品位的最小开采单元相应的储量和品位校正系数, 如表 1-10-2。

某矿储量和品位校正系数表

表 1-10-2

边界品位	0.035	0.040	0.045	0.050	0.055	0.060	0.065
储量校正系数	0.9748	0.9690	0.9750	0.9786	0.9756	0.9819	0.9803
品位校正系数	1.0200	1.0240	1.0230	1.0220	1.0110	1.0230	1.0260

10.3.14 半变异函数和克立格法框图

水平方向半变异函数的计算框图见图 1-10-35。克立格法计算框图见图 1-10-36。

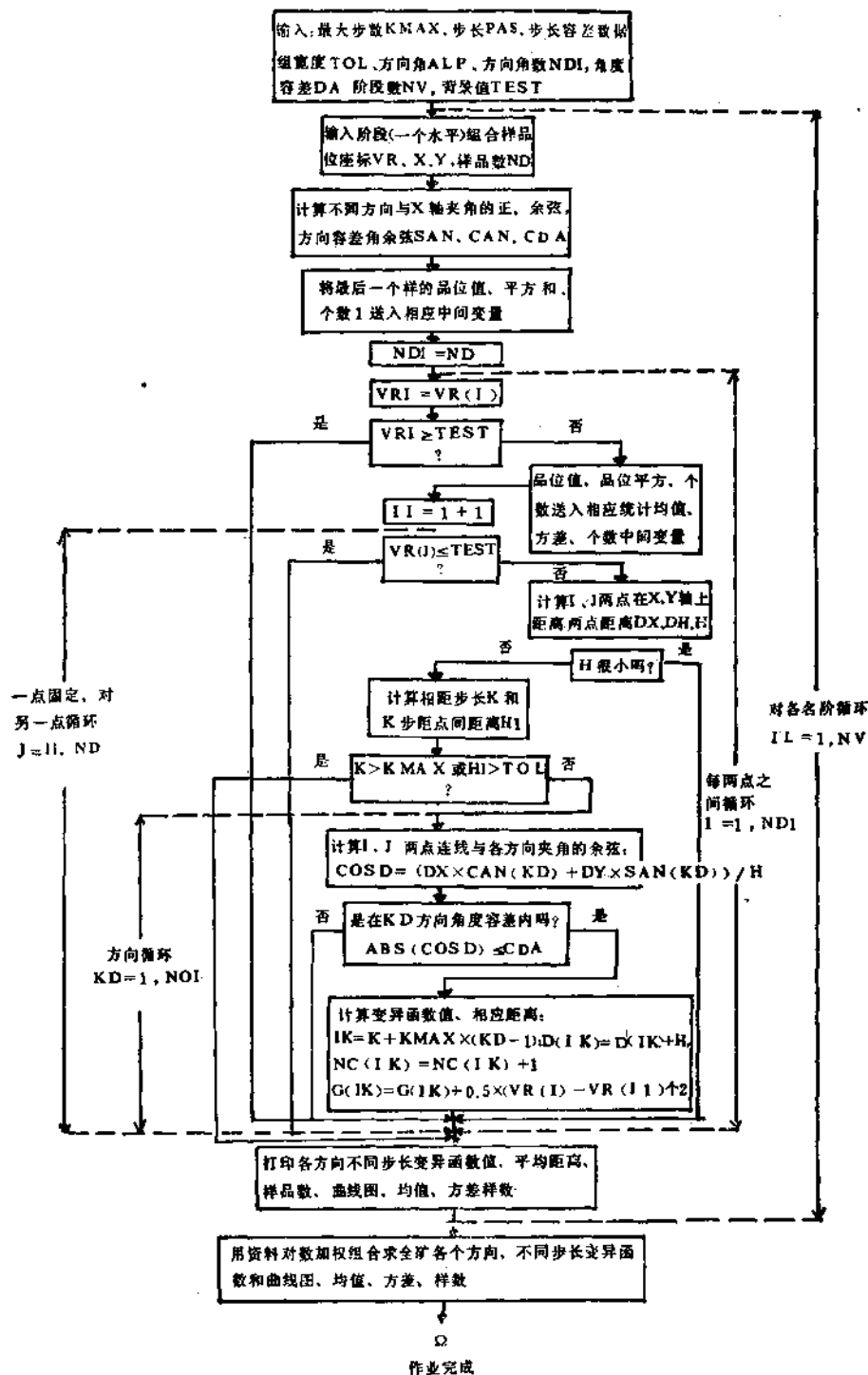


图1-10-35 水平方向半变异函数计算框图

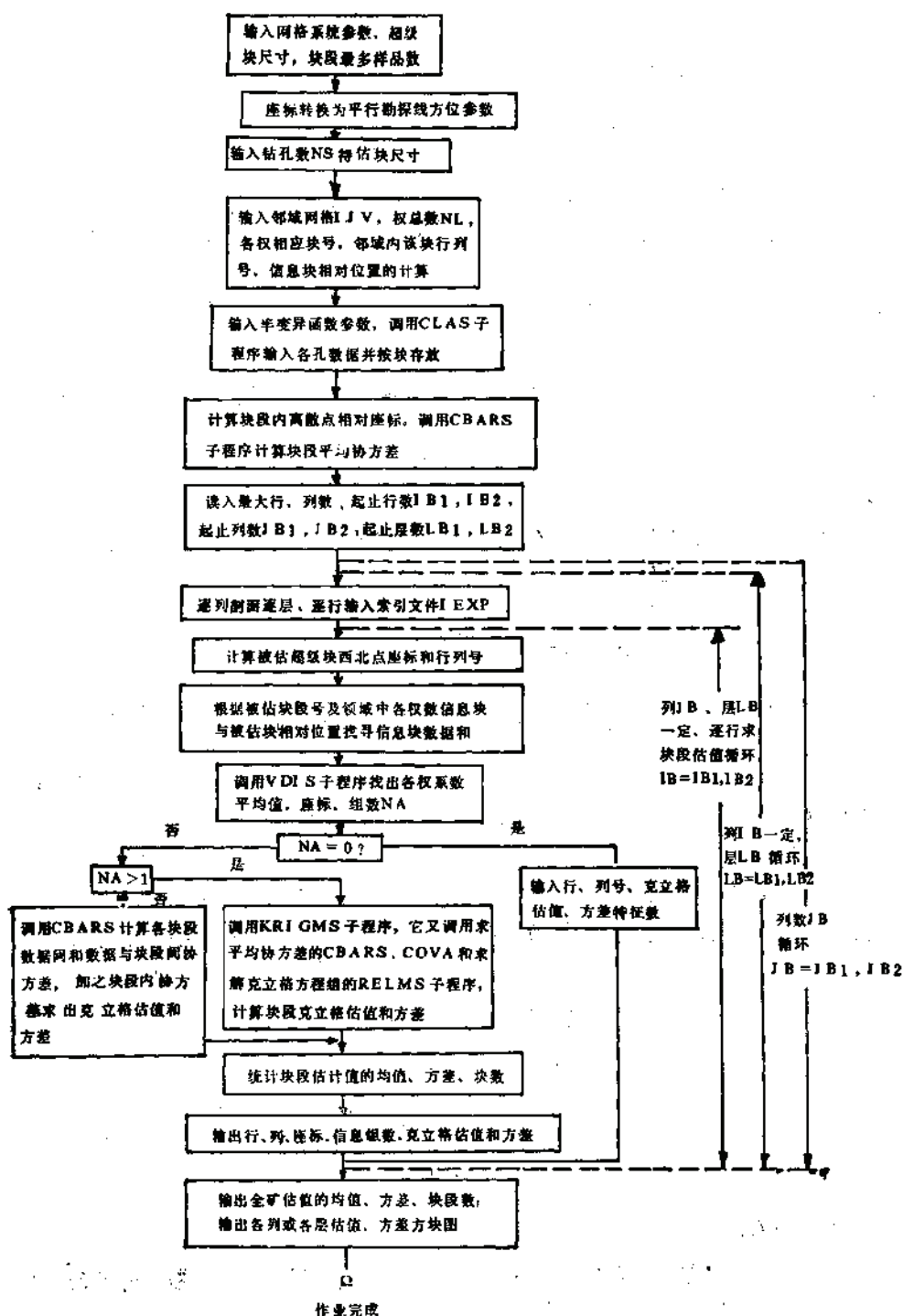


图1-10-36 克立格法计算框图

10.4 协同克立格法和伴生有益组分的储量计算

在矿床的勘探和开发过程中,往往有同时利用两种或两种以上的元素,或单元素矿床中有两类不同的信息(如钻孔样和爆孔样)的情况出现。在这种情况下,依据协同区域化变量,运用协同克立格法可提高待估元素的储量计算精度,从而可节省补充勘探和化验费用,降低勘探和矿山企业成本。

10.4.1 协同区域化理论模型及其拟合

矿床中各元素(或各类型信息)间存在的相关性,可由交叉变异函数来表征如下:

$$2\gamma_{kk'} = E\{[Z_k'(x+h) - Z_k'(x)][Z_k(x+h) - Z_k(x)]\} \quad (1-10-61)$$

交叉协方差为:

$$C_{kk'} = E\{Z_k'(x+h) \cdot Z_k(x)\} - m_{k'}m_k \quad (1-10-62)$$

交叉变异函数与交叉协方差间有如下关系式:

$$2\gamma_{kk'}(h) = 2C_{k'h}(0) - C_{k'h}(h) - C_{kk'}(h) \quad (1-10-63)$$

当 $C_{kk'}(h) = C_{k'h}(h)$ 时:

$$\gamma_{kk'}(h) = C_{k'h}(0) - C_{kk'}(h)$$

实验交叉半变异函数则可由下式求得:

$$\gamma_{kk'}^*(h) = \frac{1}{2N} \sum_{i=1}^n [Z_k(x_i+h) - Z_k(x_i)][Z_{k'}(x_i+h) - Z_{k'}(x_i)] \quad (1-10-64)$$

当 $k=k'$ 时,公式 1-10-62、1-10-63、1-10-64 给出直接半变异函数和直接协方差。

协同区域化理论模型是多区域化变量及其相互间相关性的数学表达式。协同区域化的直接和交互的协方差或半变异函数,可以由几个基本的直接协方差或半变异函数套合而得:

$$C_{kk'}(h) = \sum_{i=1}^n b_{kk'}^i K_i(h) \quad (1-10-65)$$

$$\text{或} \quad \gamma_{kk'}(h) = \sum_{i=1}^n b_{kk'}^i \gamma_i(h) \quad (1-10-66)$$

式中 $b_{kk'}^i = b_{k'h}^i$

为使协同克立格方程组存在唯一解,在确定理论模型后,需对系数矩阵 $[b_{kk'}^i]$ 的正定性加以验证,即验证其对角线子式为正或零。

10.4.2 协同克立格法及其实施条件

协同克立格法是一种计算协同区域化的多个变量的最佳无偏估值的计算方法。

主变量 $Z_{V_{k0}}$ 的估计量 $Z_{V_{k0}}^*$ 是协同区域化的 K 个变量全部数据的线性组合:

$$Z_{V_{k0}}^* = \sum_{k=1}^K \sum_{\alpha_k=1}^{n_k} \lambda_{\alpha_k} \cdot Z_{\alpha_k} \quad (1-10-67)$$

在无偏和方差极小化条件下得协同克立格方程组:

$$\begin{cases} \sum_{k=1}^K \sum_{\beta_k=1}^{n_k} \lambda_{\beta_k} \cdot \overline{C}_{k'k}(V_{\beta_k}, V_{\alpha_k}) - \mu_k \\ \quad = \overline{C}_{k0k}(V_{k0}, V_{\alpha_k}) & V_{\alpha_k} = 1 \sim n_k \\ \sum_{\beta_{k0}=1}^{n_{k0}} \lambda_{\beta_{k0}} = 1 & V_k = 1 \sim K \\ \sum_{\beta_k=1}^{n_k} \lambda_{\beta_k} = 0 & V_k \neq k_0 \end{cases} \quad (1-10-68)$$

利用协同克立格方程组解得权系数 $\{\lambda_{\alpha_k}, k=1 \sim K, \alpha_k=1 \sim n_k\}$ 后, 连同相应的 K 个变量的全部有效值 Z_{α_k} 代入 1-10-67 式即得协同克立格估值。

协同克立格方差 $\sigma^2 V_{R0}$ 为:

$$\begin{aligned} \sigma^2 V_{k0} &= \overline{C}_{k0k0}(V_{k0}, V_{k0}) + \mu_{k0} \\ &\quad - \sum_{k=1}^K \sum_{\alpha_k=1}^{n_k} \lambda_{\alpha_k} \overline{C}_{k0k}(V_{k0}, V_{\alpha_k}) \end{aligned} \quad (1-10-69)$$

只有当 $C_{k'k}(h) = C_{kk'}(h)$ 时, 才能用 $(-\overline{C}_{k'k})$ 代替 1-10-68 和 1-10-69 式中的 $\overline{C}_{k'k0}$ 。

协同克立格法实施条件有:

(1) 实施前, 应在简化数据构形条件下, 分析比较用协同克立格法与普通克立格法估计精度的提高量, 确定采用协同克立格法的必要性。

(2) 采用不同类型信息对同一元素作估计时, 根据两类信息均值是否相同, 来检查二者是否有不同的无偏条件。若两类信息 (Z_{k0} 和 Z_k) 均值相同 ($M_k = M_{k0}$), 则有唯一无偏条件:

$$\sum_{\alpha_{k0}} \lambda_{\alpha_{k0}} + \sum_{\alpha_k} \lambda_{\alpha_k} = 1$$

当信息 Z_{k0} 和 Z_k 有不同均值时, 则分别有无偏条件:

$$\sum_{\alpha_{k0}} \lambda_{\alpha_{k0}} = 1 \quad \text{及} \quad \sum_{\alpha_k} \lambda_{\alpha_k} = 0$$

(3) 当利用多个变量对主变量进行估值, 仅当主变量与其它变量相比采样不足, 且

主变量至少有一个以上的数据时,才能实施协同克立格法。

10.4.3 协同克立格法计算伴生组份储量计算实例

本例为某铅锌萤石脉状矿床综合工业指标研究报告中的萤石储量计算实例。

(1) 地质概况:该矿属中低温裂隙脉状充填铅锌萤石矿床。由分散的条带状扁豆状矿体构成 I、II 矿段。I 矿段长 1600m, 斜宽 300~400m, 最厚达 20m。勘探对象以铅锌为主, 萤石为辅。勘探时深部以 50×25m、100×50m 和 100×100m 网度分别求 B、C₁、C₂ 级储量, 除在个别工程部分矿段作萤石基本分析外, 远景控制的深孔中很少有萤石的基本分析资料。矿山在生产中于 I 矿段上部以 20×40m 间距坑钻加密, 下部以 100×50m 网度, 加密控制远景, 铅、锌、萤石均作了系统基本分析。萤石因先期分析结果缺乏, 因而比铅、锌的控制程度相差甚远。

为制定合理的综合边界品位, 需要按不同的综合边界品位所圈定的当量(折合)元素来计算矿床的储量。利用勘探队和矿山施工工程中的铅、锌和铅、锌、萤石资料, 采用协同克立格法, 通过提高勘探工程中缺少的萤石品位估计精度的办法来提高当量(折合)元素的估计精度, 从而为当量元素合理边界品位的研究提供可靠依据。全部计算均通过计算机来完成。

(2) 交叉和直接半变异函数和协同区域化理论模型的建立。首先需要确定计算参数, 如 Zn、CaF₂ 折算为 Pb 的系数 ($f_{Zn}=0.573$, $f_{CaF_2}=0.057$)、夹石剔除厚度 (4m)、特高品位下限值 (Pb、Zn、CaF₂ 下限值分别为 7.4、16.0、58.0) 和处理办法 (特高品位值用其品位值的 $\frac{1}{3}$ 来代替) 等参数。输入所有勘探钻孔、坑内钻、穿脉的座标、元素分析值、厚度、岩性, 利用组合体程序计算各工程在三种不同当量元素边界品位条件下所圈定的矿段内各元素的平均品位 (或折合当量元素平均品位)、厚度、乘积以及各工程在平行矿脉走向的垂直纵投影面上二维座标。

利用厚度与品位的乘积 (以后简写 $M \times C$) 作为协同区域化变量。计算得到 Pb、Zn、CaF₂、Pb-Zn、Pb-CaF₂、Zn-CaF₂ 六条各四个方向直接和交叉半变异函数, 如图 1-10-37。

通过对上述半变异曲线性状分析, 直接和交叉半变异曲线均由块金效应和三个几何各向异性球状模型嵌套而成。三个几何各向异性椭圆的长轴分别为 130m、510.28m、931.60m, 短轴分别为 37.21m、101.97m、166.75m。长轴与 x 轴夹角 22.5°。协同区域化线性理论模型为:

$$\gamma_{kk'}(h) = \sum_{i=0}^3 b_{ki}' \gamma_i \quad (1-10-70)$$

式中 i ——基本结构的代号;

kk' ——代表 Pb、Zn、CaF₂ 中任两个元素;

γ_i ——代表变程不同基值为 1 的基本直接半变异函数球状模型。

四个系数矩阵 $[b_{ki}']$ 为:

$$[b_{ki}'] = \begin{pmatrix} \text{CaF}_2 & \text{Zn} & \text{Pb} \\ 200 & 0 & 0 \\ 0 & 50 & 0 \\ 0 & 0 & 25 \end{pmatrix} \quad [b'_{kk'}] = \begin{pmatrix} \text{CaF}_2 & \text{Zn} & \text{Pb} \\ 2500 & 1900 & 970 \\ 1900 & 300 & 105 \\ 970 & 105 & 65 \end{pmatrix} \begin{matrix} \text{CaF}_2 \\ \text{Zn} \\ \text{Pb} \end{matrix}$$

$$[b^2_{ki}'] = \begin{pmatrix} 200 & 240 & 50 \\ 240 & 50 & 5 \\ 50 & 5 & 25 \end{pmatrix} \quad [b^2_{kk'}] = \begin{pmatrix} 550 & 20 & 150 \\ 20 & 50 & 20 \\ 150 & 20 & 15 \end{pmatrix} \begin{matrix} \text{CaF}_2 \\ \text{Zn} \\ \text{Pb} \end{matrix}$$

经计算上述各系数矩阵各主子式均大于零, 所以是正定的。三个各向异性球状模型转换矩阵的参数

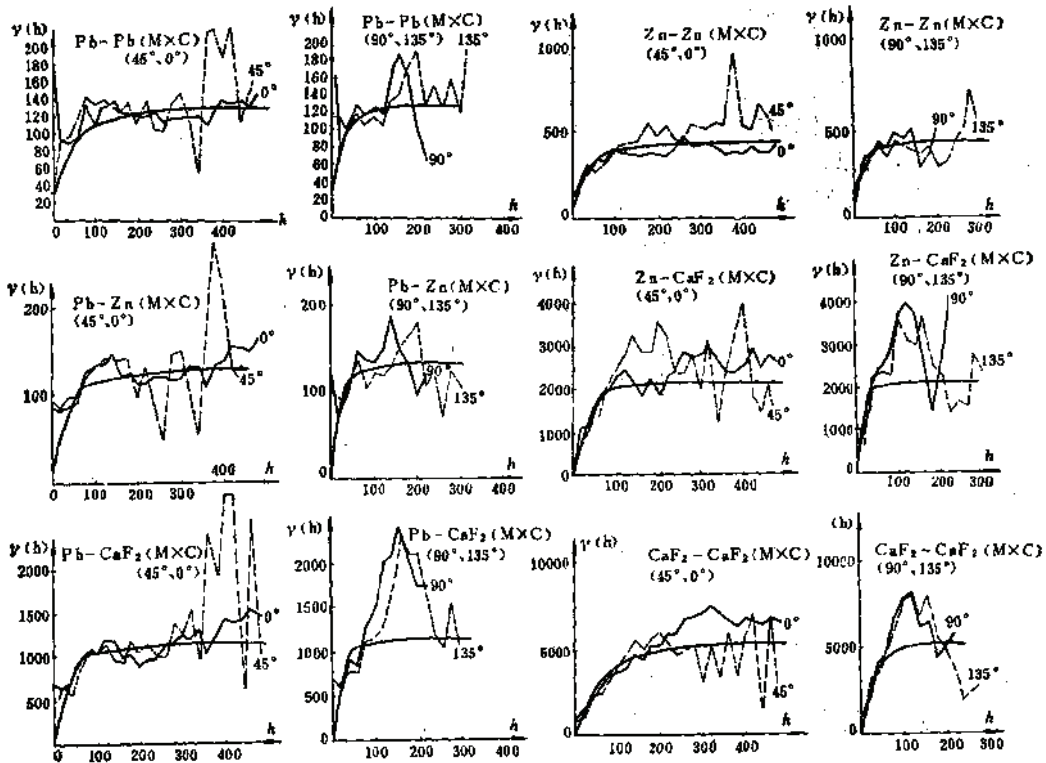


图 1-10-37 协同克立格法直接和交叉半变异函数图

列于表 1-10-3。

经检查发现在 1.0、1.2、1.4 三种边界品位与厚度乘积的半变异函数间不存在比例效应，故直接用 1.0 边界品位圈定矿体边界而建立的协同克立格理论模型，来计算 1.2 和 1.4 边界品位圈定矿体后的萤石品位与厚度乘积值的估计值。三个几何各向异性球状模型的转换矩阵 A 的元素见表 1-10-3。

三个各向异性球状模型转换矩阵表

表 1-10-3

结构名称	转换矩阵参数				
	φ	K	a	b	c
γ_1	22.5	3.40	1.365	3.125	0.880
γ_2	22.5	5.05	1.593	4.457	1.432
γ_3	22.5	5.69	1.689	5.003	1.658

(3) 运用协同克立格法对萤石进行估计。运用协同克立格法对深部缺少萤石化验资料钻孔中的萤石值进行估计。确定估计邻域，建立协同克立格方程组，用 1-10-68 式求各工程中有效数据相应的权系数 $\lambda \alpha R$ 。将各变量有效数据 ($M \times C$) 代入 1-10-67 式获萤石品位与厚度乘积变量 ($M \times C$) 的估计值 Z^*V_{R0} 。继而，把 $\mu \alpha R$ 代入公式 1-10-69 得协同克立格估计方差。估值 Z^*V_{R0} 除以相应样段厚度得萤石品位值。根据计算的品位值，连同铅、锌值一起，用相应的折算系数得到精确度提高后的铅当量元素

值作为用克立格法计算铅当量元素块段估值的依据。

(4) 协同克立格法估计结果的交叉验证。利用Ⅰ矿段有萤石分析结果的215个工程组合样中的萤石乘积值进行交叉验证。计算了1.0%边界品位的估值与真值之间误差,除以理论估计偏差的偏差比。对偏差比进行统计计算。偏差比均值-0.0168,接近零,满足无偏要求。偏差比方差1.00347十分接近1。制作的偏差比直方图,见图1-10-38。直方图中在 $\pm 2\sigma$ 之间的频率近于95%,表明协同克立格法对萤石估值获得了令人满意的结果。

对1.0%边界品位以上协同克立格法估值误差进行统计计算,直方图如图1-10-39,估值误差均值为-1.595。215个样均值为328.639。相对误差为0.485%,证实无偏。相对方差为0.33也是令人满意的。

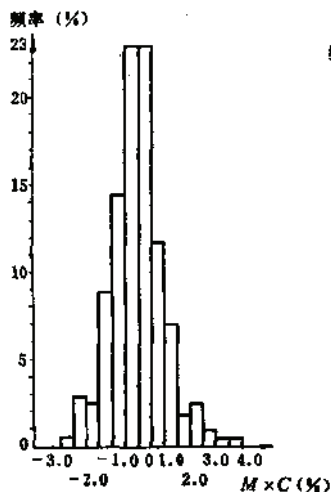


图 1-10-38 协同克立格法
偏差比直方图

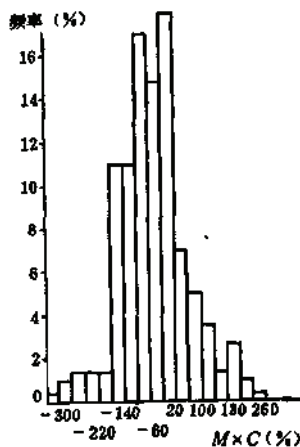


图 1-10-39 协同克立
格法误差直方图

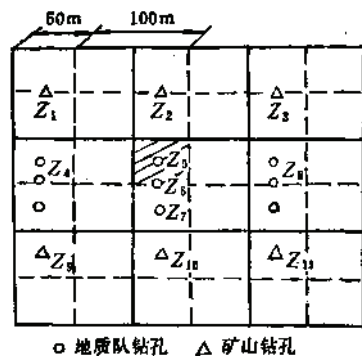


图 1-10-40 -120m 阶
段勘探钻孔图

(5) 协同克立格法相对于普通克立格法的精度提高量。-120m阶段以下,勘探队和矿山施工的典型网度和排列方式如图1-10-40。利用矿山施工的 Z_1 、 Z_2 、 Z_3 、 Z_4 、 Z_5 、 Z_6 、 Z_7 、 Z_8 、 Z_9 、 Z_{10} 、 Z_{11} 号钻孔的铅、锌、萤石信息和勘探队施工的 Z_1 、 Z_2 、 Z_3 、 Z_4 、 Z_5 、 Z_6 、 Z_7 、 Z_8 、 Z_9 、 Z_{10} 、 Z_{11} 号钻孔的铅、锌信息计算 Z_5 位置的萤石品位与厚度乘积($M \times C$)的协同克立格估计方差。又利用矿山施工钻孔信息,计算 Z_5 位置萤石乘积克立格估计方差。协同克立格方差与普通克立格方差相比较,其相对提高量为35%,表明协同克立格法的应用是有效的。

10.5 回归分析法确定矿石体重

10.5.1 回归分析及其正规方程组

在实际地质问题中,常利用一种变量与多种变量的相关关系,采用回归分析法求获某变量的估值。设因变量 y 与 $x_1, x_2, \dots, x_p$ 与 P 个自变量有关,则 P 元线性回归模型是:

$$y_a = \beta_0 + \beta_1 x_{1a} + \beta_2 x_{2a} + \dots + \beta_p x_{pa} + \epsilon_a \quad (\alpha = 1, 2, \dots, n) \quad (1-10-71)$$

其中 ϵ_a 是随机变量,代表回归误差。

设 $b_0, b_1, b_2, \dots, b_p$ 分别为 $\beta_0, \beta_1, \beta_2, \dots, \beta_p$ 的估计值,则得回归方程:

$$\hat{y}_a = b_0 + b_1 x_{1a} + b_2 x_{2a} + \dots + b_p x_{pa} \quad (1-10-72)$$

一元线性回归 $\hat{y} = b_0 + b_1 x$ 是其自变量为 1 的特例, 正规方程组简化为:

$$\begin{cases} nb_0 + b_1 \sum_{k=1}^n X_k = \sum_{k=1}^n y_k \\ b_0 \sum_{k=1}^n x_k + b_1 \sum_{k=1}^n x_k^2 = \sum_{k=1}^n x_k y_k \end{cases} \quad (1-10-77)$$

解方程组得 b_0 和 b_1 :

$$\begin{cases} b_0 = \frac{\left(\sum_{k=1}^n X_k^2\right)\left(\sum_{k=1}^n y_k\right) - \left(\sum_{k=1}^n X_k\right)\left(\sum_{k=1}^n x_k y_k\right)}{n \sum_{k=1}^n x_k^2 - \left(\sum_{k=1}^n x_k\right)^2} \\ b_1 = \frac{n \sum_{k=1}^n x_k y_k - \left(\sum_{k=1}^n x_k\right)\left(\sum_{k=1}^n y_k\right)}{n \sum_{k=1}^n x_k^2 - \left(\sum_{k=1}^n x_k\right)^2} \end{cases} \quad (1-10-78)$$

将求出的 b_0 和 b_1 代入回归方程式 (1-10-77), 就得出单个自变量, 可求出回归变量 $\hat{y}$ 值。

10.5.2 非线性回归模型及其转换

许多地质问题中, 因变量与自变量间呈某种非线性关系, 常选择恰当类型的简单初等函数去逼近曲线。通过简单变换, 可以化为线性回归模型处理。

(1) 当变量 y 与 x 间呈双曲线关系, $\frac{1}{y} = a + \frac{b}{x}$ 时, 如图 1-10-41。令 $y' = \frac{1}{y}$,

$x' = \frac{1}{x}$, 则 $y' = a + bx'$ 。

(2) 当 y 与 x 间呈幂函数关系 $y = dx^b$ 时, 如图 1-10-42。令 $y' = \log y$, $x' = \log x$, $a = \log d$, 则有: $y' = a + bx'$ 。

(3) 当 y 与 x 间呈指数函数关系 $y = de^{bx}$ 时, 如图 1-10-43。令 $y' = \log y$, $a = \log d$, 则有: $y' = a + bx$ 。

(4) 当存在下述形式指数关系: $y = de^{\frac{b}{x}}$ 时, 如图 1-10-44。令 $y' = \ln y$, $x' = \frac{1}{x}$,

$a = \ln d$, 则有线性关系: $y' = a + bx'$ 。

(5) 当 y 与 x 间呈对数函数关系: $y = a + b \log x$ 时, 如图 1-10-45。令 $x' = \log x$,

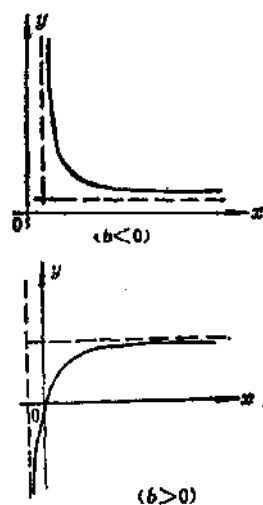


图 1-10-41 双曲线函数图

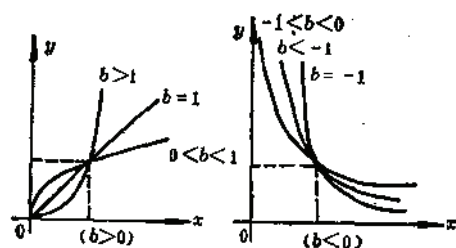


图 1-10-42 幂函数图

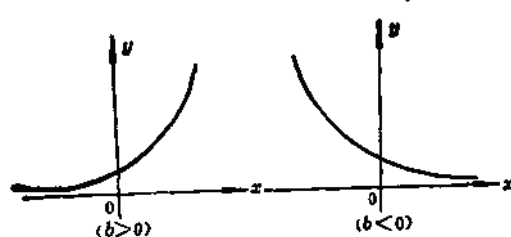


图 1-10-43 指数函数图一

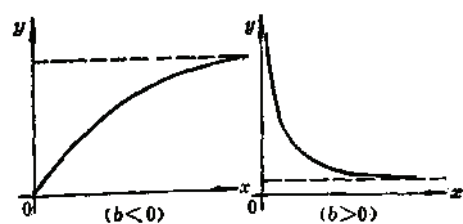


图 1-10-44 指数函数图二

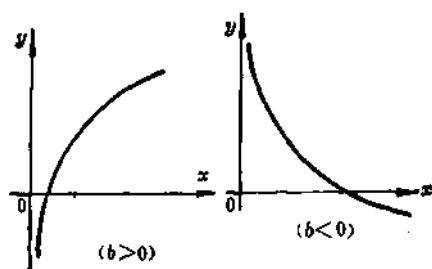


图 1-10-45 对数函数图



图 1-10-46 抛物线函数图

则有线性关系: $y = a + bx'$ 。

(6) 当 y 与 x 间呈抛物线关系: $y = b_0 + b_1x + b_2x^2$ 时, 如图 1-10-46。令 $x_1 = x$, $x_2 = x^2$, 则有线性关系: $y = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2$ 。

10.5.3 回归方程显著性检验

y_i , $\bar{y}_i$, $\bar{y}$ 分别为某组 n 个观测值, n 个回归值、观测值平均值。则总离差平方和为

$$S_T = \sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2, \text{ 回归离差平方和为 } S_U = \sum_{i=1}^n (\hat{y}_i - \bar{y})^2, \text{ 残差平方和为 } S_Q = \sum_{i=1}^n$$

$(y_i - \hat{y}_i)^2$, 则有 $S_T = S_U + S_Q$ 。检验回归方程的变量间关系密切程度, 主要是考虑回归平方和 S_U 的大小。

(1) F 检验法:

假设 H_0 : y 与 x 无线性关系。

构造统计量:
$$F = \frac{S_U/P}{S_Q/(n-p-1)} = \frac{(n-p-1)S_U}{PS_Q} \quad (1-10-79)$$

统计量 F 服从第一自由度为 P , 第二自由度为 $n-p-1$ 的 F 分布。给定信度 α , 依子样容量 n 和自变量个数 P , 查 F 分布表得临界值 $F_\alpha(P, n-p-1)$, 并计算公式 1-10-79 中 F 值。

若 $F \geq F_\alpha(P, n-p-1)$ 时, 否定原假设, 表明因变量 y 与自变量 x 间关系密切, 回归方程式有实际意义; 否则, 接受原假设, y 与 x 间关系不密切, 回归方程式无实际意义。

(2) 相关系数检验法: 依据 S_U/S_T 比值是否接近 1 进行检验。

令 $R^2 = S_U/S_T$, 称 $R = \sqrt{S_U/S_T}$ 为因变量 y 与自变量 x 间的线性相关系数 (多元回归称为复相关系数)。

假设 H_0 : y 与 x 无线性关系

在给定显著性水平 α 下, 子样容量 n 一定查相关系数临界值表, 得 R_α 。根据观测值和回归方程式计算相关系数 (或复相关系数) R 。当 $|R| \geq R_\alpha$ 时, 否定原假设, 表明变量 y 与 x 间存在线性相关, 回归方程式有实际意义; 否则, 原假设 H_0 成立, y 与 x 间不存在线性相关, 回归方程式无实际意义。

当因变量与自变量关系复杂时, 以 F 检验法为主。

10.5.4 用回归方程进行应变变量预测

用回归方程预测, 就是根据给定的自变量 X_i 值, 测定 y_i 的回归值 $\hat{y}_i$ 。同时, 根据给定的置信度 α , 预测 y_i 值的变化范围和精度。

用公式 1-10-72 可以求出 y 的估计值 $\hat{y}$ 。在置信度 $\alpha = 5\%$ 时, y 的波动范围有:

$$P\{\hat{y}_0 - 2\hat{\sigma} < y < \hat{y}_0 + 2\hat{\sigma}\} = 95\% \quad (1-10-80)$$

$$\hat{\sigma} = \sqrt{S_Q/(n-p-1)} \quad (1-10-81)$$

y 值变化范围实际是:

一元线性回归时, y 值在两条平行直线 L_1 与 L_2 之间的概率为 95%。

$$L_1: y' = \hat{b}_0 + 2\hat{\sigma} + \hat{b}_1 x$$

$$L_2: y'' = \hat{b}_0 - 2\hat{\sigma} + \hat{b}_1 x$$

二元线性回归时, y 值在两个平行面 π_1 与 π_2 之间的概率为 95%。

$$\pi_1: y' = \hat{b}_0 + 2\hat{\sigma} + \hat{b}_1 x_1 + \hat{b}_2 x_2$$

$$\pi_2: y'' = \hat{b}_0 - 2\hat{\sigma} + \hat{b}_1x + \hat{b}_2x_2$$

$\hat{\sigma}$ 值越小, 上述范围越窄, 回归方程预报 y 值越精确, 所以剩余标准差是预测精度的标志。

10.5.5 矿石体重与品位的回归分析计算实例

10.5.5.1. 某硫铁矿石体重与品位的回归分析

该矿床为一特大型煤系沉积硫铁矿床, 由黄铁矿和高岭石为主要矿石矿物, 矿石结构构造变化较大。在24个勘探工程中采集100余件矿石小体重样, 同时分析全硫品位, 采集2件大体重样检验。小体重值为 $2.70 \sim 4.14 \text{ t/m}^3$, 平均值为 3.5 t/m^3 , 相应TS为 $8.76 \sim 41.88\%$; 大体重值为 $3.21 \sim 3.3 \text{ t/m}^3$, 相应TS为 $22.24 \sim 25.01\%$ 。为研究体重与TS的关系, 作硫品位与体重值的回归分析。

取有代表性的80件小体重样, 作矿石体重值和相应全硫品位的散点图, 如图1-10-47。从图上可以看出二者明显相关。选用下述模型进行回归分析。

1. 一元线性回归

设 x (TS品位)、 y (体重值) 之间满足一元线性回归方程:

$$\hat{y}_i = b_0 + b_1x_i$$

式中 x_i —— 为小体重样相应的全硫品位;

b_0 、 b_1 —— 为回归系数。

由正规方程组公式1-10-77或公式1-10-78解得 $b_0 = 2.4800$; $b_1 = 3.5916$ 。于是有一元线性回归方程:

$$\hat{y} = 2.4800 + 3.5916x$$

2. 指数回归

设 x (TS品位) 与 y (体重值) 满足指数关系:

$$y = de^{\frac{b_1}{x}}$$

令 $y' = \ln y$, $b_0 = \ln d$, $x' = \frac{1}{x}$, 则转换为一元线性模型:

$$y' = b_0 + b_1x'$$

转换后的正规方程组为:

$$\begin{pmatrix} 80 & 14.8500 \\ 14.8500 & 3.6830 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} b_0 \\ b_1 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} 91.1045 \\ 179.4489 \end{pmatrix}$$

解上述方程组得 b_0 、 b_1 后, 再取反对数得回归方程为:

$$y = 2.5395 \exp(1.1141/x)$$

3. 多项式回归

设 x 与 y 满足下列函数关系:

$$\text{二次三项式: } y = b_0 + b_1x + b_2x^2$$

$$\text{三次四项式: } y = a_0 + a_1x + a_2x^2 + a_3x^3$$

分别建立正规方程组求解, 分别获得 b_i 和 a_i , 于是得回归方程:

$$\text{二次三项式: } y = 2.5853 + 2.1045x + 3.7092x^2$$

$$\text{三次四项式: } y = 2.5853 + 2.1045x + 3.7092x^2 + 0.3614x^3$$

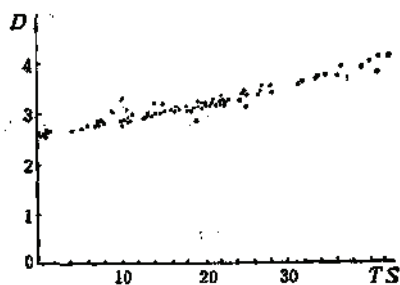


图1-10-47 矿石体重和TS品位散点图

4. 回归效果分析

对上述四种回归数学模型进行 F 检验, 如表 1-10-4。

回 归 效 果 方 差 分 析 表

表 1-10-4

方 差 来 源	一 元 线 性	指 数	多 项 式	
			二次三项式	三次四项式
离差平方和(S_{yy})	12.5321	12.5321	12.5321	12.5321
回归平方和(S_u)	11.9413	12.1050	12.1512	12.1513
残差平方和(S_Q)	0.5909	0.4271	0.3809	0.3808
回归均方(S_u/P)	11.9413	12.1050	6.0756	4.0504
残差均方(S_Q/f_Q)	0.0077	0.0055	0.0049	0.0053
标准残差($\hat{\sigma}$)	0.0876	0.0740	0.0703	0.0708
统计量(F)	1556.1587	2210.8101	2456.5946	2424.8347

注: 表中 $f_Q = n - p - 1$

查 F 表, 知 F 值均大大地大于0.01或0.05置信度的临界值 F_α , 以上回归方程均相当显著, 尤以二次三项式为优。

10.5.5.2 某铁矿的体重与全铁含量的回归分析

储量计算中, 因体重随TFe含量变化, 对赤铁矿抽样30个, 对磁铁矿抽样45个, 分别进行回归分析建立回归方程如下:

$$y_1 = 2.41 + 0.0311x_1$$

$$y_2 = 2.172 + 0.037x_2$$

式中 y_1 、 y_2 ——分别为赤铁矿和磁铁矿体重;

x_1 、 x_2 ——分别为两矿石类型全铁含量。

其相应的标准残差 σ 和相关系数 γ 为:

$$\sigma_1 = 0.068, \gamma_1 = 0.928, \sigma_2 = 0.057, \gamma_2 = 0.916$$

从 γ 值可以看出体重与TFe高度相关。 $\sigma < 0.07$, 表明单个体重回归值与体重实际值 相差一般不超过0.07。因而说明回归方程式是有实际意义的。

10.6 运用概率分布函数确定特高品位

特高品位可以通过查明矿床中 有用组分品位分布的方法加以确定。矿床中, 有用组分品位 x 若呈正态分布时, 由下式转换为标准正态分布:

$$t = \frac{x - \bar{x}}{s} \quad (1-10-82)$$

式中 $\bar{x}$ ——样品算术平均值;

s ——样品标准差;

t ——标准正态分布积分函数。

若有用组分 x 呈对数正态分布时, 通过下式也可以变换为标准正态分布。

$$t = \frac{\lg x - \overline{\lg x}}{S_{\lg}} \quad (1-10-83)$$

式中 $\lg x$ ——给定品位值的对数；

$\overline{\lg x}$ ——品位对数值的均值；

$S_{\lg}$ ——品位对数值标准差。

确定特高品位分两步：

首先制作有用组份经验分布，用 χ^2 检验确定是正态分布或是对数正态分布。

确定理论分布函数及其数字特征，如均值、方差算出后，再计算与给定品位值 x 相应的 t 值。利用正态分布积分函数表，查出 $\phi(t)$ 值。大于或等于 x 的品位出现的概率为 $1 - \phi(t)$ 。样品数 n 乘以概率值 $1 - \phi(t)$ ，若这个乘积不大于1， x 为特高品位，应予以处理。若乘积大于1， x 不属于特高品位。若这个乘积表示的理论个数小于实际个数，则多于理论个数的高品位属特高品位。

如某金矿四个矿体，利用82个样品品位的对数值作直方图，如图1-10-48，呈正态分布，均值0.726，标准差0.767。为判定143.02g/t是否为特高品位，作如下计算：

$$t = \frac{\lg x - \overline{\lg x}}{S_{\lg}} = \frac{\lg 143.02 - 0.726}{0.767} = 1.8869$$

查正态分布积分函数表，得 $\phi(t)$ ：

$$\phi(t) = \phi(1.8869) = 0.971283$$

则 $P = 1 - \phi(t) = 0.028727$ 。 $N \cdot P = 82 \times 0.028727 = 2.3556 > 1$ 。表明143.02g/t样品，在矿体的82个样品中允许出现2个，所以不作特高品位。

又如某钨矿， WO_3 品位呈对数正态分布，根据255个样品资料 $\bar{x} = 0.4\%$ ，变化系数49%， $\overline{\lg x} = 1.490$ ， $S_{\lg} = 0.306$ 。样品中最高品位为2.8%是否属特高样品计算：

$$t = \frac{\lg 2.8 - 1.490}{0.306} = 3.14$$

$$P = 1 - \phi(3.14) = 0.00082$$

$$NP = 255 \times 0.00082 = 0.209 < 1$$

$NP < 1$ ，表明225个样品中，出现品位为2.8%的样品可能性很小，应把它作为特高品位处理。

上述确定特高品位的作法，有时造成一部分特高品位被当成正常品位未加处理，特别在样品容量足够大时，结果偏高。运用下述办法往往有较好结果。

取理论分布函数累计频率为97.5%或99%的品位值作为特高品位下限。不小于这个下限的品位，作为特高品位。

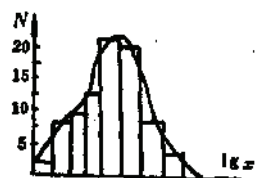


图 1-10-48 某金矿
品位直方图

10.7 效益比较法确定边界品位值

建立矿床电算模型,对矿山在各种规模和边界品位条件下的各年净现值进行计算,在保证矿山净现值为正或最大,和充分利用矿产资源的条件下,确定合理边界品位。

假设一个斑岩钼矿采用单品位工业指标形式,现用地质统计学法获得不同边界品位储量,制定合理边界品位,方法如下。

10.7.1 服务年限相同,按不同生产规模净现值确定合理边界品位

以日产1万吨矿石确定的服务年限 n 年为准,比较不同边界品位和不同规模时,矿山在整个服务年限内总净现值。步骤如下:

10.7.1.1 计算不同边界品位时的规模及其管理费

年工作日330天。以不同边界品位储量除以年工作日数得不同边界品位的日生产规模。以日产1万吨规模管理费推算不同规模的企业管理费。不同边界品位时的规模及管理费如表1-10-5。

不同边界品位时的规模及管理费表

表 1-10-5

边界品位 Mo(%)	生产规模 (t/d)	管理费 (元/t)	边界品位 (%)	生产规模 (t/d)	管理费 (元/t)
0.035	11367	0.90	0.060	8013	1.15
0.040	10514	0.95	0.065	7391	1.20
0.045	9961	1.00	0.070	6832	1.25
0.050	9337	1.05	0.075	6251	1.30
0.055	8647	1.10	0.080	5793	1.35

10.7.1.2 计算不同边界品位时年经营费

年经营费包括采矿费、运输费、选矿费、管理费和前18年的投资偿还费。平均剥采比1.21t/t。投资偿还费按下述顺序计算:

(1) 计算不同规模时的投资 E_i :

如以日产1万吨规模的2.1亿元基建投资为基础,用下式估计:

$$E_i = \left(\frac{D_i}{D_0} \right)^{0.8} \times E_0 \text{ (亿元)} \quad i = 1, 2, \dots, m \quad (1-10-84)$$

式中 E_i ——第 i 个边界品位的估计投资,亿元;

D_i ——第 i 个边界品位的生产规模,万t/d;

D_0 ——设计规模,1万t/d;

E_0 ——1万t/d时的基建投资,2.1亿元;

m ——划分边界品位的个数,10。

(2) 计算投资还本系数 P , 如下式:

$$P = \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} \quad (1-10-85)$$

式中 i ——利率, 取0.08;

n ——投资还本年限, 18年。

(3) 计算每年投资偿还费 T_i :

$$T_i = P \cdot E_i \quad i = 1, 2, \dots, n \quad (1-10-86)$$

从而, n 个边界品位相应规模年经营费见表 1-10-6。

现金帐与净现值表

表 1-10-6

边界品位 $M_0(\%)$	年 份 (年)	年 收 入 (百万元)	年经营费 (百万元)	现 金 帐 (百万元)	净 现 值 (百万元)
1	2	3	4	5	6
0.035	1~18	65.78	68.33	-2.55	-3.86
	19~n	65.78	43.9	21.88	
0.040	1~18	63.70	63.73	-0.03	12.09
	19~n	63.70	40.78	22.92	
0.045	1~18	62.27	60.78	1.49	21.76
	19~n	62.27	38.8	23.47	
0.050	1~18	60.36	57.4	2.96	30.98
	19~n	60.36	36.53	23.83	
0.055	1~18	57.29	53.6	3.69	35.21
	19~n	57.29	33.97	23.32	
0.060	1~18	55.67	50.07	5.60	47.26
	19~n	55.67	31.61	24.07	
0.065	1~18	53.32	46.59	6.73	53.72
	19~n	53.32	29.28	23.99	
0.070	1~18	50.38	43.43	6.95	55.05
	19~n	50.38	27.17	23.21	
0.075	1~18	48.11	40.11	8.00	61.49
	19~n	48.11	24.97	23.14	
0.080	1~18	45.64	37.48	8.15	62.01
	19~n	45.64	33.23	20.40	

10.7.1.3 计算收入

从各规模相应的边界品位圈定矿体储量表中知其相应平均品位。如精矿品位47%的售价为每吨10810元,选矿实收率85%,年收入由下式计算,其计算结果见表1-10-6。

$$\text{年收入} = \frac{\text{日生产规模} \times \text{平均品位} \times \text{选矿实收率} \times \text{年工作} \times \text{精矿售价}}{\text{精矿品位}} \quad (1-10-37)$$

10.7.1.4 计算现金帐和净现值

现金帐是年收入减年经营费。净现值是每年货币贬值后计入资本平均利润情况下,把企业逐年盈利折算为第一年的净收入。公式为:

$$C_i = \sum_{j=1}^n T_{ij} / (1+RR)^j \quad i=1,2,\dots,m \quad (1-10-88)$$

式中 n ——矿山服务年限,年;

C_i ——第*i*个边界品位相应规模的净现值,万元;

T_{ij} ——第*j*年的现金帐,万元;

RR ——企业盈利率,取15%;

m ——划分边界品位数,10。

现金帐和净现值的计算结果见表1-10-6。

从表1-10-6中可见:边界品位低于0.04%时,净现值为负;等于0.04%时,净现值为正;0.08%时净现值最大。从最大利润出发边界品位0.08%最好,但不能充分利用资源,故取0.04%是合理的。

10.7.2 生产规模相同,按不同服务年限净现值确定合理边界品位

已知条件、原则、公式同前,不同的是,按日规模10000t考虑,不同边界品位矿石储量不同,其服务年限相异。投产后,前18年总费用、投资偿还额相同,但因平均品位不同,规模虽相同,年收入和盈利有差异。第19年至开采终了,年收入相同,年经营费比前18年少付投资偿还费,则年盈利额增大,企业总净现值不同。不同服务年限净现值计算结果如表1-10-7。

表1-10-7说明:生产规模为每日10⁴t,边界品位0.04%时,在相应服务年限内总净现值为正,仍是以0.04%为合理边界品位。

10.7.3 边际分析法确定合理边界品位

边际分析法是对不同边界品位之间的矿石储量进行技术经济分析,把企业不亏损间隔品位作为合理边界品位的方法。结果见表1-10-8。

表中第4栏是相邻品位间隔的矿石增量的平均品位。第5栏是平均品位0.08%时,用选矿回收率为84.5%推算的理论回收率。第7栏总费用中不含剥离费。第9栏是处理该间隔矿石减去总费用形成的盈亏。边界品位应是精矿边际成本与精矿价格10810元/t相等的区间或企业略有盈利的区间。而表中满足此要求间隔矿石平均品位为0.0582%,似乎

不同边界品位时净现值表

表 1-10-7

边界品位 Mo (%)	服务 年限 (年)	前18年年收入、经营费				前18年净现值	18年后净现值	总净现值
		年 收 入 (百万元)	采选总费用 (百万元)	投资偿还 (百万元)	年 盈 利 (百万元)	(百万元)	(百万元)	(百万元)
0.035	82	57.87	38.95	22.05	-3.13	-19.2	10.2	-9.00
0.040	76	60.57	38.95	22.05	-0.43	-2.63	11.63	9.00
0.045	72	62.52	38.95	22.05	1.5	9.2	12.7	21.90
0.050	67	64.63	38.95	22.05	3.63	22.27	13.83	36.10
0.055	62	66.27	38.95	22.05	5.27	32.27	14.7	46.97
0.060	58	69.47	38.95	22.05	8.47	51.87	16.37	68.24
0.065	53	72.07	38.95	22.05	11.07	67.8	17.7	88.50
0.070	49	73.73	38.95	22.05	12.73	78.03	18.5	96.53
0.075	45	76.97	38.95	22.05	15.97	97.83	20.0	117.83
0.080	42	78.77	38.95	22.05	17.77	108.83	20.7	129.53

边 际 分 析 表

表 1-10-8

边界品位 Mo (%)	储量增量 (10 ⁴ t)	金属增量 (10 ⁴ t)	品 位 (%)	选矿回收率 (%)	精矿量 (10 ⁴ t)	总费用 (万元)	精矿边 际成本 (元)	企业盈亏 (万元)	作废石处 理企业盈 亏(万元)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
0.080	1269	0.879	0.0772	84.5	1.761	12336	7006	6697	-3453
0.075	1370	0.996	0.0727	83.5	1.770	13318	7524	5816	-3728
0.070	1512	1.016	0.0672	82	1.773	14698	8291	4464	-4114
0.065	1475	0.921	0.0624	81	1.587	14338	8496	2821	-4313
0.060	1670	0.972	0.0582	79	1.633	16241	9943	1417	-4546
0.055	1610	0.842	0.0523	77	1.379	15651	11349	-777	-4381
0.050	1603	0.781	0.0475	75	1.215	15583	12825	-2149	-4362
0.045	1509	0.640	0.0424	72	0.981	14666	14950	-4049	-4115
0.040	1924	0.723	0.0377	68	1.043	16700	17638	-7366	-5234
0.035			0.0324	63	1.122	25100	22364	-9634	-7026

0.55%较合理。但从第10栏看，把各区间矿石作废石送废石场，仍需采矿、运输、管理等费用，仅不支付选矿费，但无任何收入。若品位0.045~0.050%的矿石送选矿厂，少亏损1913万元；品位0.04~0.045%的送选矿厂少损失54万元。而把0.035~0.04%送选矿厂则多亏损2133万元。因而从资源回收和亏损最少观点看，边界品位为0.04%是合理的。但仍需指出单采品位0.04~0.05%的矿石，将亏损；若计划中，某年开采这部分矿石过多时，应单独堆存。堆存量视所花费的采掘费与另行开采富矿块盈利相抵决定。

通过上述三方面分析,边界品位选为0.04%是合理的。

10.8 地质统计学法确定勘探工程间距

勘探工程间距的合理性,表现在用最少的勘探工程量和费用,得到满足规范、设计、生产要求精度的地质资料和各级储量。不同工程间距的储量估计方差大小,是评价勘探工程间距的依据。

确定勘探工程间距的传统方法主要是稀空法、类比法和开采资料验证法,这些方法都不能计算该工程间距所获储量的估计方差。地质统计学方法在获得无偏最优估计同时,得到表明估计精度的估计方差。根据变异函数模型和不同工程间距及其相对数据构形,计算不同工程间距储量和品位的估计方差和总体估计方差,是评价各种工程间距合理性的定量依据。

10.8.1 影响估计方差的因素

10.8.1.1 矿床数学模型及其建立

估计方差与矿床数学模型密切相关。勘探初期,用稀疏工程间距控制矿床的同时,打一排或十字形密集钻孔,查明矿化变异性,制作变异函数曲线,建立矿床数学模型。有条件时,再运用本章第3节(10.3.11.1)所述的交叉证实法,验证数学模型的正确性。数学模型还应随工程的逐渐增多而不断地进行调整和改善。

10.8.1.2 勘探工程间距与估计方差

在矿床数学模型已确定时,勘探工程间距就是影响克立格估计方差的重要因素。

如某斑岩铜矿床,为一各向同性数学模型,参数为: $C_0 = 0.00028\%$; $C_1 = 0.00178\%$; $S_\mu = 0.00206\%$; $a = 252\text{m}$ 。待估块 $V = 50 \times 50 \times 15\text{m}$ 。以二维空间计算一层为例。

勘探工程间距为 $400 \times 400\text{m}$ (如图 1-10-49) 时,待估块 V 周围四个顶点样品权相同合为一个权,则有克立格方程组:

$$\begin{cases} \lambda \bar{\gamma}(v, v) + \mu = \bar{\gamma}(v, V) \\ \sum \lambda = 1 \end{cases} \quad (1-10-89)$$

其中, $\bar{\gamma}(v, v) = [\gamma(0) + 2\gamma(400) + \gamma(400\sqrt{2})] / 4$
 $= 0.00154$

$$\bar{\gamma}(v, V) = \gamma(200\sqrt{2}) = 0.00206$$

解方程组得: $\lambda = 1$, $\mu = 0.00052$ 。

又 $\bar{\gamma}(V, V) = 0.00028 + 0.00178 F(50/252, 50/252) = 0.00055$, 克立格估计方差

为:

$$\sigma^2_k = \sum \lambda \bar{\gamma}(v, V) - \bar{\gamma}(v, v) - \bar{\gamma}(V, V) \quad (1-10-90)$$

得 $\sigma^2_k = 0.00206 - 0.00154 - 0.00055 = 0.00203$ 。

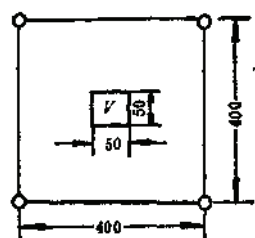


图 1-10-49 数据构形图

若工程间距更大,待估块 V 与四个样品点之间的距离均大于变程 a ,公式1-10-90中各项数值不变,则 σ_k^2 不变。

勘探工程间距为 $25 \times 25\text{m}$ 时,如图1-10-50,有克立格方程组:

$$\begin{cases} \lambda_1 \bar{\gamma}(v_1, v_1) + \lambda_2 \bar{\gamma}(v_1, v_2) + \mu = \bar{\gamma}(v_1, V) \\ \lambda_1 \bar{\gamma}(v_2, v_1) + \lambda_2 \bar{\gamma}(v_2, v_2) + \mu = \bar{\gamma}(v_2, V) \\ \lambda_1 + \lambda_2 = 1 \end{cases} \quad (1-10-91)$$

其中 V 块段用四点代替,则有:

$$\bar{\gamma}(v_1, v_1) = \bar{\gamma}(v_1, V) = \bar{\gamma}(V, V) = 0.000435;$$

$$\bar{\gamma}(v_2, V) = \bar{\gamma}(v_2, v_1) = \bar{\gamma}(v_1, v_2) = 0.000715;$$

$$\bar{\gamma}(v_2, v_2) = 0.00076, \lambda_1 = 1 - \lambda_2;$$

$$\text{代入(1-10-91)式得 } \lambda_2 = 0, \lambda_1 = 1, \mu = 0$$

$$\text{故 } \sigma_k^2 = \sum \lambda \bar{\gamma}(v, V) + \mu - \bar{\gamma}(V, V) = 0$$

上述结果说明,大于或等于 $400 \times 400\text{m}$ 的勘探工程间距估计方差太大,接近于样品的先验方差。等于或小于 $25 \times 25\text{m}$ 的勘探工程间距,估计方差趋于零,工程过密。合理勘探工程间距在两者之间,下面将进一步研究。

10.8.1.3 估计方差与数据构形的关系

相同勘探工程间距的不同数据构形,估计方差有所差异。如上述斑岩钨矿中, $50 \times 50\text{m}$ 工程间距用两种构形,其数据分组如图1-10-51,均为两个权,其克立格方程组,见公式1-10-91。

由于数据构形不同,公式1-10-91中的 $\bar{\gamma}$ 值有差别,因此计算结果有差异。

第一构形得: $\lambda_1 = 0.893, \lambda_2 = 0.107, \mu = -0.000031$ 。于是:

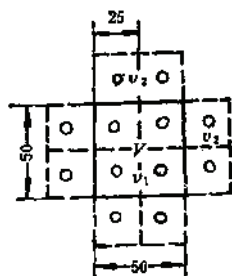


图 1-10-50 数据构形图

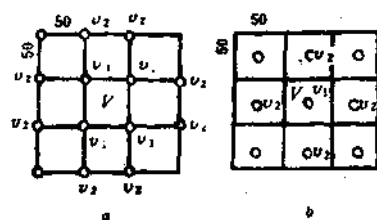


图 1-10-51 两种数据构形图

$$\sigma_k^2 = 0.893 \times 0.000672 + 0.107 \times 0.001096 - 0.000031 - 0.000435 = 0.000251$$

$$\text{第二构形得: } \lambda_1 = 0.42, \lambda_2 = 0.58, \mu = 0.000032.$$

于是:

$$\sigma^2_k = 0.42 \times 0.000467 + 0.58 \times 0.000818 + 0.000002 - 0.000435 = 0.000237$$

第二种比第一种估计精度高,因而第二种构形确定的估计邻域合理。

50×50m与400×400m工程间距间的各种工程间距都可以确定合理的估计邻域,算出相应的估计方差。随着工程间距加大,方差从近于零增至基值。

10.8.1.4 估计方差与待估块大小的关系

工程间距和构形相同,估计方差随待估块尺寸增大而减少。上述某斑岩钼矿,勘探工程间距用100×100m,采用如图1-10-51的第二种数据构形,待估块100×100m的 σ_k^2 为0.000456;待估块50×50m的 σ_k^2 为0.000469。

10.8.1.5 计算误差标准的研讨

克立格法块段估计得块段克立格方差和相对标准偏差。相对标准偏差表达式为:

$$\sigma_r = \sqrt{\sigma_k^2} / Z^*(v) \quad (1-10-92)$$

式中 σ_r ——相对标准偏差;

σ_k^2 ——克立格方差;

$Z^*(v)$ ——待估块平均品位。

上述某斑岩钼矿,采用100×100m勘探工程间距和50×50m待估块,由 $\sigma_k^2 = 0.000469$ 和待估块平均品位0.06621,代入(1-10-92)式得 $\sigma_r = 0.3271$,若取95%置信水平,则块段估值的置信区间为 $\pm 2\sigma_k$ 。

采用100×100m勘探工程间距和50×50m待估块进行估计时,该矿有10000个待估块。假设这10000个待估块估计是相互独立的,总体估计偏差,可以利用(1-10-57)式进行计算。则总体估计相对标准偏差 $\sigma_s = \sigma_s / \sqrt{n} = 0.3271/100 = 0.003271$ 。取95%置信水平间,精确度为 $\pm 0.65\%$ 。因各块段数据存在相关性,并非完全独立,上式结果需乘5倍,则总体估计精度为3.3%。通过上述研究,100×100m勘探工程间距能获得矿山投资依据所需要精度的储量。

10.8.2 合理勘探工程间距的确定和加密工程位置的选择

10.8.2.1 合理勘探工程间距的确定

从估计方差影响因素分析可知,估计方差与表征矿床变化性的半变异函数理论模型、勘探工程间距、工程排列相对位置(空间构形)、被估块尺寸等因素有关。因此确定勘探工程间距时,依据现有资料或加密适量工程找出半变异函数理论模型,在确定与最小开采单元有关的被估块尺寸后,按工程所能构成的各种勘探工程间距,计算各被估块的克立格估计方差(或多种构形的平均克立格方差)或矿床或不同储量级别块段的总体估计方差及相应的精确度。制成估计方差(或总体估计偏差)与勘探工程间距关系曲线。在曲线图上找出满足规范确定的该类型矿床不同储量级别比例和精度要求的勘探工程间距,作为合理勘探工程间距。

10.8.2.2 加密工程位置选择

在按合理勘探工程间距加密工程过程中,加密工程的具体位置的选择,除按规定的工程间距进行布置外,还可根据加密工程后估计方差减少量的大小来选择,尽可能将加密工程布置在能使估计方差减少量的相对收益率达到最大的位置上。用相对收益率 $G(x_i)$ 来

确定工程位置 x_i ，若原工程为 n 个，加密后为 $n+1$ 个。分别计算几个工程时的估计方差 $\sigma_k^2(nk)$ 和 $n+1$ 个工程的方差 $\sigma_k^2(nk+1)$ 。用下式求其相对收益率 $G(x_i)$ ：

$$G(x_i) = \frac{\sigma_k^2(n, x_i) - \sigma_k^2(n+1, x_i)}{\sigma_k^2(n, x_i)} \quad (1-10-93)$$

移动工程位置 x_i ，并计算不同位置上的 $G(x_i)$ 。把 $G(x_i)$ 标在图中相应位置上，连成等值线。等值线最高点即为预定工程位置。

第十一章 金属及非金属矿产工业要求

编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院
乌鲁木齐有色冶金设计研究院
马鞍山钢铁设计研究院
苏州非金属矿山设计院
秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院
长沙有色冶金设计研究院
沈阳铝镁设计研究院
化工矿山设计研究院
化学矿山规划设计院
北京有色冶金设计研究总院
长春黄金设计院
南昌有色冶金设计研究院
鞍山黑色冶金矿山设计研究院
吉林省冶金设计院
昆明有色冶金设计研究院
长沙化学矿山设计研究院
贵州省冶金设计院

编写人	张茂胜	莫金伟	曹铭芝
	李新文	鞠毓斌	桂文华
	邱世联	杨长森	杨景生
	高怀义	姚剑辉	祝修怡
	吴振超	刘志庸	陈绍兰
	王循绪	李运汉	杨学敏
	陈遵源	王恩孚	雷玉祥
	谷源长	沈志平	俞玉婷
	汪济灿	李殿喜	肖远秀
	冯汝江	何 伦	

11.1 金属矿产工业要求

11.1.1 铁 矿

11.1.1.1 铁的性质和用途

1. 铁的物理和化学性质

纯铁为质软、具有光泽和韧性的银白色金属，其最高纯度可达99.99%、密度 7.874g/cm^3 、熔点 1536°C 、沸点 3070°C 。在冷热状态下，铁均具有塑性变形的特性。铁能与氢、氧、硫、碳、磷、氮发生作用；吸收氢使铁的硬度、弹性和稳定范围增大；含硫时使铁变脆；铁与氮结合可增强表面防腐性、耐磨性及抗疲劳性；铁中加入不足1%的磷，可提高铁的硬度，并可保持足够的韧性，但含磷大于1%时，脆性急增；铁与碳化合生成生铁和钢，碳可增大铁的硬度、强度和电阻，减少塑性和韧性。

2. 铁的用途

纯铁在工业和其它方面的用量甚少。工业、农业、交通运输、国防等国民经济的各个领域所需要的主要是生铁和各式各样的钢材。由于钢材具有良好的加工和使用性能，因此是国民经济中应用最广泛和用量最大的一种金属材料。

11.1.1.2 铁的主要矿物及其特征

自然界已知的含铁矿物约有300余种。其中常见铁矿物约100余种，多数为铁的氧化物、硫化物、硅酸盐、碳酸盐。作为炼铁原料而开采利用的工业矿物，主要有磁铁矿、钛铁矿、赤铁矿、褐铁矿、菱铁矿、黄铁矿等。铁的主要矿物及其特征，见表1-11-1。

铁的主要矿物及其特征表

表 1-11-1

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm^3)	含铁量 (%)	备 注
磁铁矿	Fe_3O_4	铁黑，有时晶体带浅蓝色	5.5~6.0	4.9~5.2	72.4	磁铁矿含伴生组份不同，又分为钛磁铁矿、铜铁磁铁矿、锡磁铁矿、镍磁铁矿、钴磁铁矿及锰磁铁矿
赤铁矿	Fe_2O_3	铁黑、钢灰、深红色	5.0~6.0	5.0~5.3	70.4	假象赤铁矿是由磁铁矿氧化而成的一个变种，即为赤铁矿交代磁铁矿，其残余假象为类质同象的磁铁矿假晶
菱铁矿	FeCO_3	肉黄、浅灰、棕褐色	3.5~4.5	3.9	48.2	菱铁矿是赤铁矿一个变种，钢灰、铁黑色，晶面反光强，明如镜，故称镜铁矿。形态似云母，故又称云母赤铁矿
褐铁矿	$m\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	暗黄褐、浅黄褐、黑色	1.0~4.0	3.3~4.0	48~63	褐铁矿因含结晶水及其理化性质的差异，可分为半水褐铁矿、针铁矿、水针铁矿、普通褐铁矿及黄铁矿
黄铁矿	FeS_2	浅黄铜色	6.0~6.5	4.9~5.2	53.4	

11.1.1.3 铁矿石类型和加工方法

1. 铁矿石类型

(1) 按铁矿石矿物成分, 可分为磁铁矿石、赤铁矿石、假象赤铁矿石、镜铁矿石、褐铁矿石、菱铁矿石及混合矿石等。

(2) 按矿石中的其它金属矿物或主要脉石矿物种类, 又可分为钒钛磁铁矿石、角闪石磁铁矿石、高硫磁铁矿石等。

(3) 按矿石的结构构造, 可分为緻密状、浸染状、条带状、鲕状等类型。

(4) 根据铁矿石工业用途不同划分为: 炼钢用铁矿石、炼铁用铁矿石及需选铁矿石。

炼铁用铁矿石按造渣组份 ($\text{CaO} + \text{MgO} / \text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$) 的酸碱度又可划分为: 碱性矿石 (碱度 > 1.2)、自熔性矿石 (碱度为 $0.8 \sim 1.2$)、半自熔性矿石 (碱度为 $0.5 \sim 0.8$) 和酸性矿石 (碱度 < 0.5)。

需选铁矿石按磁性铁 (MFe) 对全铁 (TFe) 的占有率又可划分为: 磁铁矿石 ($\text{MFe} / \text{TFe} \geq 85\%$)、混合矿石 ($\text{MFe} / \text{TFe} 15 \sim 85\%$) 和赤铁矿石 ($\text{MFe} / \text{TFe} \leq 15\%$)。

(5) 磁铁矿石亦可用磁性率 (TFe / FeO) 划分为: 原生矿石 $\text{TFe} / \text{FeO} < 2.7$ 、混合矿石 TFe / FeO 为 $2.7 \sim 3.5$ 、氧化矿石 $\text{TFe} / \text{FeO} > 3.5$ 。某些矿石中的半假象赤铁矿弱磁选的效果较好, 如采用磁性率划分类型时, 要对以上磁性铁占有率标准进行适当调整。

2. 铁矿石加工方法

炼钢用和炼铁用的富铁矿石经开采、破碎加工后, 可直接入炉冶炼。需选的贫铁矿石或含有害杂质、或含有有益伴生组份的铁矿石, 则需经过破碎、选矿、烧结 (球团) 后, 才能入炉冶炼或综合回收。

根据矿石性质的不同, 铁矿石需分别采用磁选、重选、浮选、焙烧磁选以及上述几种方法的联合法进行选矿, 其方法如下。

1) 磁选法

磁选是利用不同矿物颗粒的磁性差别进行分选的方法, 分为湿式磁选和干式磁选两种。

根据磁选机的磁场强度 (场强) 分为弱磁选、中磁选及强磁选。

(1) 弱磁选

弱磁选的磁场强度约 $(6.4 \sim 16) \times 10^4 \text{ A/m}$, 用于选别强磁性矿物, 如磁铁矿、钛磁铁矿、钒钛磁铁矿、钛铁尖晶石、磁黄铁矿等。常用的磁选机有:

干式双 (或单) 筒永磁磁选机 (或称磁滑轮), 用以选别大块 ($75 \sim 100 \text{ mm}$) 矿石。

湿式永磁筒 (单筒或双筒) 式磁选机, 按机底箱 (槽体) 形式分为半逆流型、逆流型及顺流型三种。前两种适用于选别小于 0.2 mm 的细粒矿物, 后者适用于选别 6 mm 的中粒矿石。

(2) 强磁选

强磁选的磁场强度为 $(4.8 \sim 20.8) \times 10^5 \text{ A/m}$, 用于选别小于 0.074 mm 的细粒弱磁性矿物, 如赤铁矿、假象赤铁矿、褐铁矿、菱铁矿、钛铁矿、水锰矿、硬锰矿、黑云母、辉石等。

还有中等磁场磁选机。磁场强度介于以上二者之间的磁选机。

磁选法生产能力高, 分选效果好, 生产成本低, 是分选磁性矿物常用的行之有效的方法。

2) 重选法

重选法是根据矿物比重的不同而使其在介质（水、空气或其它密度较大的介质）中具有不同的沉降（或运动）速度进行分选的方法。

按重选原理进行的过程，分为：

（1）分级：是按矿粒在介质中的沉降速度差，将粒度范围宽的混合粒群，分为若干个粒度范围较窄的粒群。由于分级使用的介质不同，分为水力分级与风力分级两种。

（2）洗矿：用来处理与粘土粘结在一起的矿石或有用矿物。

（3）重介质选矿：是矿粒群在密度大于水的介质中按比重分离的过程。重介质本身的密度应介于比重大小不同的矿粒之间，比重小的矿粒浮起，比重大的矿粒下沉以便分别排出，得到不同的产物，达到分选的目的。

（4）跳汰选矿：是使比重不同的矿粒混合物，在垂直运动的变速介质（水或空气）流中按比重分层，并借助机械和水流的作用，将其分别排出，完成分选作业。

（5）溜槽选矿：利用矿粒在水平介质流中运动状态的差异进行分选的方法。比重小的矿粒集中在上层，被水流携带以较快的速度从槽内流出。料流按层分别截取后即可得到比重不同的两种产物（即精矿和尾矿）。

（6）摇床选矿：是利用机械的摇动和水流的冲洗联合作用使矿粒按密度分离。

3) 浮选法

浮选法是将矿石磨碎到有用矿物与脉石矿物单体分离后，调成矿浆，加入药剂，以改变矿物表面的性质（亲水或疏水），同时导入空气，进行搅拌，使某些疏水性矿物附着在气泡上，并同气泡一起浮到矿浆表面形成矿化泡沫层。而亲水性矿物则不附着于气泡上而留在矿浆中。将含有特定矿物的气泡排出，即达到选矿的目的。

使有用矿物疏水而浮入泡沫产物，脉石矿物亲水而留在矿浆中，从而达到分选目的的浮选作业通常称为正浮选；将脉石矿物浮入泡沫产物中，而将有用矿物抑制在矿浆中的，称为反浮选。

浮选法对低品位、细粒浸染、成分复杂矿石的分选效果较好。由于浮选需要设备较多，尤其要消耗较多的药剂，因此选矿成本一般高于重选和磁选法。

4) 焙烧磁选法

焙烧磁选法是在专门的竖式炉、回转炉或沸腾炉中，对弱磁性矿物如赤铁矿、褐铁矿、菱铁矿，非磁性矿物如黄铁矿等，进行焙烧，以增加矿石的磁性，从而可以采用弱磁场磁选机进行分选的方法。磁化焙烧还能使矿石受热产生裂纹，减弱有用矿物与脉石矿物之间的联系，使之易于破碎和磨矿。同时，磁化焙烧还可以使矿石中某些成分（ $H_2O \cdot CO_2$ ）分解逸出，提高了铁的相对含量。

根据焙烧炉内的气氛，磁化焙烧可分为还原焙烧，中性焙烧和氧化焙烧三类。

（1）还原焙烧：用于赤铁矿、褐铁矿等氧化铁矿石的还原，多用氢、一氧化碳、碳作还原剂，使赤铁矿、褐铁矿在还原焙烧中变成磁铁矿。

（2）中性焙烧：用于菱铁矿的焙烧。菱铁矿在焙烧炉不通空气或通入少量空气的条件下分解成磁铁矿。

（3）氧化焙烧：这种焙烧用于黄铁矿。在氧化焙烧中，需导入氧气，黄铁矿首先氧化成磁黄铁矿，延长焙烧时间，磁黄铁矿变成磁铁矿。

一般情况下,焙烧磁选对弱磁性铁矿石的分选有效,能较好地提高精矿品位和金属回收率。但与其它方法相比较,焙烧磁选基建投资大,生产经营费高,所以其应用范围并不太广。

11.1.1.4 铁矿床工业指标

1. 铁矿床一般参考工业指标

铁矿床一般参考工业指标,见表 1-11-2。

2. 铁矿床工业指标实例

我国各类铁矿床工业指标实例,见表 1-11-3。

3. 铁矿床伴生有益组份综合评价参考指标

铁矿床一般参考工业指标表

表 1-11-2

矿石类型		TFe(%)		有害杂质最大允许含量(%)				开采技术指标	备 注
		边界品位	工业品位	S	P	SiO ₂	其 它		
炼钢用铁矿石 (原称平炉富矿)	磁铁矿石	≥55~60		≤0.1 ~0.15	≤0.1 ~0.15	≤8~13	Cu≤0.2, Pb,Zn,As, Sn≤0.04	大、中型 露天矿可采 厚度为2~ 4m,夹石 剔除厚度 为1~2m; 地下开采可 采厚度为1 ~2m,夹石 剔除厚度为 1m	
	赤铁矿石								
炼铁用铁矿石 (原称高炉富矿)	磁铁矿石	≥50		≤0.3	≤0.25	—	Cu≤0.1 ~0.2,As≤ 0.04~0.07, Pb≤0.1, Zn≤0.05~ 0.1,Sn≤ 0.08,F≤ 1.0 CaO+ MgO/SiO ₂ +Al ₂ O ₃ > 1.2为碱性矿 石;0.8~ 1.2为自熔性 矿石;0.5~ 0.8为半熔性 矿石;<0.5 为酸性矿石		表中P含量为一般要求, 按所炼生铁品种的不同, 对铁矿石含磷量有不同要求: 酸性转炉炼钢生铁≤ 0.03% 碱性平炉炼钢生铁0.03 ~0.18% 碱性侧吹转炉炼钢生铁 0.2~0.8% 托马斯生铁0.8~1.2% 普通铸造生铁 0.05~ 0.15% 高磷铸造生铁 0.15~ 0.6%
	褐铁矿石	扣除烧损 折算后 ≥50		折算后 ≤0.3	折算后 ≤0.3	—			
	菱铁矿石								
	自熔性矿石	≥40		≤0.3	≤0.25	≤10			
普通铁矿石 (原称贫矿)	磁铁矿石	20	25						
	赤铁矿石	25	28~30						
	褐铁矿石	25	30						
	菱铁矿石	20	25						

我国部分铁矿床工业指标实例表

表 1-11-3

矿山 名称	矿床类型	矿石类型	TFe(%)		有害杂质最大允许含量(%)		最小 可采 厚度 (m)	夹石 剔除 厚度 (m)	品级 分采 厚度 (m)	备 注
			边界 品位	最低工 业品位	S	P				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
大孤山铁矿	受变质沉积 铁矿床	磁铁矿	≥ 20	≥ 30			2	2		$\frac{TFe}{FeO} < 2.7$
		半氧化矿	≥ 20	≥ 30			2	2		$\frac{TFe}{FeO} > 2.7 \sim 3.5$
		赤铁矿	≥ 25	≥ 30			2	2		$\frac{TFe}{FeO} > 3.5$
		富铁矿	≥ 40	≥ 45			2	2		
庞家堡铁矿	浅海 相沉积 铁矿床	高炉富矿	≥ 45	≥ 48			> 0.7	< 0.3		
		赤铁矿	≥ 30	~ 44.99			> 0.7	< 0.3		
		表外矿	≥ 20	~ 29.99			< 0.7			
攀枝花钒钛磁铁矿	岩浆 晚期分 异型铁 矿床	高品位矿石	≥ 45				1	0.3	3	可采厚度和夹石剔除 厚度在矿山设计时均改 为2m
		中品位矿石	≥ 30				1	0.3	3	
		低品位矿石	≥ 20				1	0.3	3	
		表外矿	15~20							
梅山铁矿	与岩 浆喷发 和侵入 活动有 关的铁 矿床	自熔性矿石	≥ 30	≥ 35			1	3	3	$\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} > 0.8$
		半自熔性矿石	≥ 35	≥ 40			1	3	3	
		酸性矿石	≥ 40	≥ 45			1	3	3	$\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} > 0.5 \sim 0.8$
		贫矿	≥ 20	≥ 30			2	3	3	
		表外矿	≥ 20	< 30						$\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} < 0.5$
石碌铁矿	其它 重要铁 矿床	平炉富矿	50~55	58	≤ 0.15	≤ 0.15	2	2	5~8	平炉富矿 SiO_2 边界 14%，平均12%
		低碱高炉富矿	40	45	< 0.3		2	2	6~8	
		高碱高炉富矿	40	45	> 0.3		2	2	6~8	
		贫矿	25	30			2	2	6~8	
南芬铁矿	受变质沉积 铁矿床	磁铁矿	≥ 20				2	2		
大冶铁矿	接触 交代型 铁矿	高铜富矿	≥ 45		$Cu \geq 0.2$		2	2		$\frac{MFe}{SFe}$ 或 $\frac{MFe}{TFe} \geq 0.85$
		磁铁矿(Fe_1)	≥ 45		$Cu < 0.2$		2	2		
		低铜富矿	≥ 45				2	2		
		磁铁矿(Fe_2)	≥ 20				2	2		
		贫磁铁矿 (Fe_3)	≥ 20							$\frac{MFe}{SFe}$ 或 $\frac{MFe}{TFe} \geq 0.85$
		高铜富矿	≥ 45		$Cu \geq 0.2$		2	2		
		混合矿 (Fe_1-A)	≥ 45		$Cu < 0.2$		2	2		
		低铜富矿	≥ 45				2	2		
大冶铁矿		混合矿 (Fe_2-A)	≥ 45							
		贫混合矿 (Fe_3-A)	≥ 20				2	2		

续表

矿山 名称	矿床类型	矿石类型	TFe(%)		有害杂质最大允许含量(%)		最小 可采 厚度 (m)	夹石 剔除 厚度 (m)	品级 分采 厚度 (m)	备 注
			边界 品位	最低工 业品位	S	P				
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
姑山 铁矿	与岩 浆喷发 和侵入 活动有 关的铁 矿床	高磷富矿	≥ 40	≥ 45			1	0.5		厚度大于 5m 含磷小 于 0.25% 的富矿单独固 定
		贫 矿	≥ 20	≥ 30			2	0.5		
		表外矿	≥ 20	< 30						
大庙铁 矿	岩浆 晚期贯 入式铁 矿床	I 级矿	≥ 30		$TiO_2 \geq 6$	$V_2O_5 \geq 0.25$	0.5~1	2		
		II 级矿	20~30		$TiO_2 \geq 5$	$V_2O_5 \geq 0.18$	0.5~1	2		
		III 级矿表外	≤ 20							
白云鄂博铁 矿	海相 沉积后 热液叠 加改造 矿床	萤石型赤 铁矿及假象 赤铁矿	高品位	≥ 45						
		赤铁矿	中品位	30~			3	3		
		混合型赤 铁矿及假象 赤铁矿	低品位	44.99 20~ 29.99						
		赤铁矿								
镜铁 山铁 矿	受变 质沉积 矿床	混合富矿	> 39	> 42						单层矿厚度小于 0.5m 者不计矿量, 0.5~2m 者计算表外矿量, 铁质 千枚岩暂列表外矿
		菱铁矿	> 30	> 35			2	2	2	
		混合贫矿	> 20	> 25						
		铁质千枚岩	> 20	> 25						

铁矿床中伴生有益组份综合评价参考指标, 参见表 1-11-4。各种伴生有益组份精矿质量的最低要求见表 1-11-5。

铁矿床伴生有益组份综合评价参考指标表

表 1-11-4

组 份	Co	Cu	Ni	Pb	Zn	Mo	S	V_2O_5	P_2O_5	U	Sn	TiO_2
含量(%)	0.02	0.1~0.2	0.1~0.2	0.2	0.5	0.02	2~4	0.15~0.2	1~2	0.005	0.1	5

铁矿各种伴生有益组份精矿质量的最低要求表

表 1-11-5

组 份	Co	Cu	Zn	Mo	Pb	Ni	Sn	P_2O_5	TiO_2	V_2O_5
含量(%)	0.25	≥ 8	≥ 40	≥ 45	≥ 40	≥ 3	> 40	≥ 12	≥ 48	≥ 0.72

11.1.1.5 铁矿产品质量要求

1. 炼钢用铁矿石的一般质量要求

炼钢用铁矿石的一般质量要求参见表 1-11-6 (适用于磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿石)。

2. 炼铁用铁矿块矿的一般质量要求

炼钢用铁矿石一般质量要求表

表 1-11-6

品 级	化 学 成 份 (%)			
	TFe	SiO ₂	S	P
特 级 品	≥68	≤4	≤0.10	≤0.10
一 级 品	≥64	≤8	≤0.10	≤0.10
二 级 品	≥60	≤11	≤0.10	≤0.10
三 级 品	≥57	≤12	≤0.15	≤0.15
四 级 品	≥55	≤13	≤0.20	≤0.15
	≥50	≤10	≤0.20	≤0.15

注：其它杂质含量要求：Cu≤0.2%，As≤0.1%，Sn≤0.1%。

炼铁用的各类型铁块矿石的一般质量要求，参见表 1-11-7。

3. 铁矿粉的一般质量要求

烧结用磁铁矿粉，赤铁矿粉，褐铁矿粉及高硫矿粉的一般质量要求，参见表 1-11-8。

高炉铁块矿石的一般质量要求表

表 1-11-7

品 级	化 学 成 份 (%)							
	TFe	SiO ₂	S			P		
			I 类	II 类	III 类	I 类	II 类	III 类
一 级 品	≥58	≤12	≤0.1	≤0.3	≤0.5	≤0.2	≤0.5	≤0.9
二 级 品	≥55	≤14	≤0.1	≤0.3	≤0.5	≤0.2	≤0.5	≤0.9
三 级 品	≥50	≤17	≤0.1	≤0.3	≤0.5	≤0.2	≤0.5	≤0.9
四 级 品	≥45	≤18	≤0.1	≤0.3	≤0.5	≤0.2	≤0.5	≤0.9

注：其它杂质含量要求：Cu≤0.2%，Pb≤0.1%，Zn≤0.1%，Sn≤0.08%，As≤0.07%，K₂O+Na₂O≤0.2~0.5%。

铁矿粉的一般质量要求表

表 1-11-8

品 级	化 学 成 份 (%)			
	TFe	SiO ₂	S	P
一 级 品	≥64	≤12	≤0.2	≤0.1
二 级 品	≥60	≤15	≤0.3	≤0.15
三 级 品	≥48	≤18	≤0.4	≤0.2
四 级 品	≥45	≤22	≤0.5	≤0.3

注：其它有害杂质允许含量：Cu≤0.2%，As≤0.07%，Pb≤0.1%，Zn≤0.1%，Sn≤0.08%，碱金属（K₂O+Na₂O）待定。

4. 铁精矿的一般质量要求

供烧结或球团作原料的铁精矿粉的一般质量要求, 参见表 1-11-9。

铁精矿粉的一般质量要求表

表 1-11-9

铁精矿类型	磁铁矿为主的磁铁精矿				赤铁矿为主的赤铁精矿				攀西式 钒钛磁 铁精矿	包头式 多金属 铁精矿
	一级品	二级品	三级品	四级品	一级品	二级品	三级品	四级品	合格品	合格品
代 号	C67	C65	C63	C60	H65	H62	H59	H55	P51	B57
TFe	≥67	≥65	≥63	≥60	≥65	≥62	≥59	≥55	51.5	≥57
TFe允许 I 等 波动范围 I 等	+1.0 -0.5 +1.5 -1.0				+1.0 -0.5 +1.5 -1.0				±0.5	±1
SiO ₂ I 类 II 类	≤3 ≤6	≤4 ≤8	≤5 ≤10	≤7 ≤13	— ≤8	— ≤10	≤12 ≤13	≤12 ≤15	—	—
S I 组 II 组	≤0.10~0.19 ≤0.20~0.40				≤0.10~0.19 ≤0.20~0.40				<0.60	<0.50
P I 种 II 种	≤0.05~0.09 ≤0.10~0.30				≤0.08~0.19 ≤0.20~0.40				—	<0.30
Cu	≤0.20				≤0.20				—	—
Pb	≤0.10				≤0.10				—	—
Zn	≤0.10				≤0.10				—	—
Sn	≤0.08				≤0.08				—	—
As	≤0.07				≤0.07				—	—
TiO ₂	—				—				<13	—
F	—				—				—	<2.50
K ₂ O+Na ₂ O	≤0.25				≤0.25				—	<0.25
水分 甲 等	≤10				≤11				≤10	≤11
(%) 乙 等	≤11				≤12					

铁矿产品质量中对造渣组份的要求, 见 11.1.1.3。

11.1.2 锰 矿

11.1.2.1 锰的性质和用途

1. 锰的物理和化学性质

锰为银白色脆性金属。锰有四种同素异形体, 即 α 锰(体心立方)、 β 锰(立方体)、 γ 锰(面心立方)、 δ 锰(体心立方)。转变温度分别为 $\alpha \xrightleftharpoons{727^\circ\text{C}} \beta$, $\beta \xrightleftharpoons{1095^\circ\text{C}} \gamma$, $\gamma \xrightleftharpoons{1138^\circ\text{C}} \delta$ 。锰的密度 7.74g/cm^3 , 熔点 1244°C , 沸点 2060°C 。纯锰在常温下不受氧、氮的侵蚀,

但在赤热温度以上与空气中的氧及硫起猛烈反应，还原性强，溶于稀酸。

2. 锰的用途

锰主要用于冶金工业。在钢中加入少量的锰（0.25~19%）可提高钢材的强度、韧性、延展性、抗磨性及可淬性。锰钢是制造机器、船舶、车辆、铁轨、建造桥梁、大型厂房必需的材料。在炼钢过程中锰还可用作还原剂，用以脱氧、脱硫，提高钢的质量和产量。锰与铜、镍、铝、钴等制成各种合金，用以制造机器部件、飞机和船舶器材、标准电阻丝等。在其它工业中用作干电池的消极剂，油漆的干燥剂，陶瓷、搪瓷生产中作氧化剂和釉色，玻璃生产中以消除绿色和制造装饰玻璃（染色物质），医药上用高锰酸钾作消毒剂，农业上用硫酸锰作肥料。此外，锰也用于火柴，制焊条、焊药的生产等。结晶良好的含锰矿石蔷薇辉石（称为粉翠）可用作雕刻贵重的工艺品或在建筑物中装饰墙及柱等。

11.1.2.2 锰的主要矿物及其特征

自然界中含锰矿物有150多种，但含锰高的为数不多。常见的主要锰矿物及其特征，见表1-11-10。

11.1.2.3 锰矿石类型和加工方法

1. 锰矿石类型

按锰矿物种类可划分为氢氧化锰—氧化锰矿石、氧化锰矿石、碳酸锰矿石、氧化锰—碳酸锰矿石，其次为硫化锰—氧化锰矿石、硫化锰—碳酸锰矿石、硅酸锰—碳酸锰矿石、硼酸锰—碳酸锰矿石。

按锰、铁的含量可分为锰矿石（锰铁比大于1）、铁锰矿石（锰铁比在1以下）、含锰铁矿石（以铁为主，含锰仅5~10%）。

按锰矿石的用途可划分为冶金锰矿石和化工锰矿石。根据矿石中锰、铁、磷的不同含量和冶炼的实际要求，冶金锰矿石还可分为低磷低铁锰矿石、中磷中铁锰矿石、高磷高铁锰矿石。化工锰矿石为氧化锰矿中较纯的软锰矿。

2. 锰矿石的加工方法

凡是锰含量低、锰铁比低、有害杂质高的矿石，需要进行选矿才能利用。锰矿石的选矿方法有机械选矿、火法富集、化学处理等。

（1）锰的机械选矿：处理堆积锰矿和锰帽型矿石，一般用水洗除去矿石中混杂的泥土、砂石而获得净矿石。原生锰矿中的裂隙含泥时，也用水洗除泥。跳汰、摇床和重介质选矿是风化型锰矿床的矿石常用的选矿方法。强磁选在一些原生锰矿石中已开始采用，锰矿石的浮选在国内尚很少采用。

（2）锰的火法富集：一般称为富锰渣法，是在高炉（或电炉）中将铁、磷与锰分离。锰以MnO进入渣中而得低磷、低铁富锰渣（含Mn35~44%），主要用于电炉生产金属锰和各种锰铁合金。

（3）化学处理锰矿石的方法很多，使用范围很广。如贫锰矿石的连二硫酸钙处理法、软锰矿的二氧化硫吸收法、细菌浸出法、二氧化硫焙烧法、氨浸法、氯化法、铁盐法等。

锰矿的主要矿物及其特征表

表 1-11-10

矿物名称	化学分子式	颜 色	硬 度	密 度 (g/cm ³)	含 锰 量 (%)	备 注
1	2	3	4	5	6	7
软锰矿	MnO ₂	黑、钢灰色	硬度低, 极易污手	5.2	63.19	原生次生氧化矿石中主要矿物之一
水锰矿	Mn ₂ O ₃ ·H ₂ O	黑 色	3~4	4.2~4.3	62.40	原生沉积氧化矿石的主要矿物之一
褐锰矿	Mn ₂ O ₃	黑 色	6~6.5	4.7~4.8	69.60	受变质矿石或原生氧化矿石的主要矿物之一
黑锰矿	Mn ₃ O ₄	黑 色	6	4.8	72.00	同 上
硬锰矿	mMnO·MnO ₂ ·nH ₂ O	黑 色	4.6	4.7	62.50	氧化带和次生锰矿中主要矿物之一
方锰矿	MnO	绿到黑色	5~6	5.37	77.44	受变质矿石或原生氧化矿石的主要矿物之一
隐钾锰矿	K≤2Mn ₂ O ₃				不变	氧化带和次生锰矿中主要矿物之一
假硬锰矿	(Li,Al)MnO ₂ (OH) ₂	铁黑色	2.5~3	3.37		次生钴锰矿床中主要的假钴、镍矿物(富钴假硬锰矿)
偏锰酸矿	MnO ₂ ·nH ₂ O	黑、褐色	2~3	2.3~3	44~52	锰帽中主要矿物之一
恩苏塔矿	MnO ₂	深灰、褐黑色		4.34	MnO89~93	氧化带中常见矿物,具良好放电性
钨锰矿	Mn ²⁺ Mn ⁴⁺ O ₇ ·2H ₂ O					现代海洋锰结核中主要矿物
钠水锰矿	(Na,Ca)Mn ₇ O ₁₄ ·3H ₂ O					同 上
粘土矿	CoMn ₂ O ₅ ·4H ₂ O		1~2	3.15~3.29	不 定	
菱锰矿	MnCO ₃	粉红至灰白色	3.5	3.4~3.7	47.80	碳酸锰矿石中主要矿物
钙菱锰矿	(Mn,Ca)CO ₃	灰白、浅黄色	3.4	3.1~3.5	30~33	同 上
锰方解石	(Ca,Mn)CO ₃	深灰、灰白、粉红色	3.1	2.8~3.0	15~17	同 上
锰菱铁矿	(Mn,Fe)CO ₃	灰至白色	4.06	3.9	23~32	铁锰碳酸盐矿石中常见矿物
蔷薇辉石	(Mn,Ca)SiO ₃	淡红色	5.5~6.5	3.5~3.7	MnO ₂ 42	在某些碳酸锰矿床中含量较多
锰铝榴石	Mn ₃ Al ₂ (SiO ₄) ₃	棕、红、黄褐色	7~7.5	4.18	MnO ₂ 33.30	同 上

续表

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	含锰量 (%)	备 注
1	2	3	4	5	6	7
锰橄榄石	Mn ₂ SiO ₄	橄榄绿色 灰 色	6	3.8~4.1	MnO:54.30	同 上
硫 锰 矿	MnS	钢灰、铁 黑 色	3.5~4	3.9~4.1	63.14	受变质的和内生矿床中 大量出现, 沉积矿床中少 量存在
褐硫锰矿	MnS ₂	浅 红 褐	4	3.4~3.5	46.14	受变质的和内生的矿床 中常见矿物
锰方硼石	Mn ₃ B ₇ O ₁₃ Cl	白、灰、 浅 红 色	7	3.5	41.80	一般罕见, 在个别沉积 矿床中可成为主要矿物

11.1.2.4 锰矿床工业指标

1. 冶金锰矿床一般参考工业指标

冶金用锰矿床的一般参考工业指标, 如表 1-11-11 所示。

冶金用锰矿床一般参考工业指标表

表 1-11-11

矿石种类或品级			Mn (%)		Mn+Fe (%)	Mn/Fe	每1%Mn允许含P量(%)	SiO ₂ (%)
			边界品位	单工程品位				
氧 化 锰 矿 石	富锰矿石	I	20	40	—	≥6	≤0.004	≤15
		II	20	35	—	≥4	≤0.005	≤25
		III	20	30	—	≥3	≤0.006	≤35
	贫锰矿石		10~15	18	—	—	—	—
	铁锰矿石	I	15	25	≥50	—	≤0.2(P总量)	≤25
		II	15	20	≥40	—	—	≤25
		III	10	15	≥30	—	—	≤35
碳酸锰矿石	富锰矿石		15	25	—	≥3	≤0.005	≤25
	贫 矿 石		10	15	—	—	—	—
	铁锰矿石		10	15	≥25	—	≤0.2(P总量)	≤35
	含锰灰岩		8	12	碱 性 矿 石			

2. 锰矿床工业指标实例

锰矿床工业指标实例, 见表 1-11-12。

锰矿床工业指标实例表

表 1-11-12

矿区 名称	矿 石 品 级		Mn (%)		SiO ₂ (%)	S (%)	P/Mn	Mn/Fe	开采技术指标	
			边界 品位	平均品位						
1	2		3	4	5	6	7	8	9	
湘潭锰矿	碳酸锰矿	I	—	≥20	≤22	—	P≤0.01	—	可采厚度0.5m, 夹石剔除厚度0.2~0.3m	
		II	—	≥17	≤25	—	—	—		
		表外	—	≥8	—	—	—	—		
瓦房子锰矿	氧化锰矿	优质锰矿	—	>30	<25~35	—	—	>2	可采厚度0.3m, 含矿率≥0.3	
		普通锰矿	—	20~30	<35	—	—	>2		
		贫矿	—	10~20	<40~50	—	—	>2		
	碳酸锰矿	优质锰矿	—	>25	<35	—	—	>2	可采厚度0.3m	
		普通锰矿	—	15~25	<40	—	—	>2		
		贫矿	—	10~15	<50	—	—	>2		
大新锰矿	氧化锰矿	富矿	I	—	≥35	<25	—	≤0.005	≥4	可采厚度0.5m, 夹石剔除厚度0.5m
			II	—	≥30	<25	—	≤0.005	≥3	
			III	—	≥30	<35	—	>0.005	≥3	
		贫矿	低磷高磷	—	≥20	—	—	≤0.005	—	
	碳酸锰矿			—	≥20	—	—	≤0.005	—	
		I	—	≥25	—	—	—	≤0.005	≥3	可采厚度0.7m, 夹石剔除厚度0.5m
		II	—	≥20	—	—	—	≤0.005	≥3	
		III	—	≥20	—	—	—	>0.005	≥3	
		表外	—	8~10	—	—	—	—	—	
遼义锰矿	氧化锰矿	I	—	>30	—	—	—	—	可采厚度0.5m	
		II	—	20~30	—	—	—	—		
		III	—	15~20	—	—	—	—		
	碳酸锰矿	I	—	>20	—	—	—	—	可采厚度0.5m	
		II	—	15~20	—	—	—	—		
		III	—	12~15	—	—	—	—		
表外		—	8~10	—	—	—	—	可采厚度0.3~0.5m		
		—	—	—	—	—	—	—		
		—	—	—	—	—	—	—		
斗南锰矿	氧化锰矿	I	≥30	≥35	<35	—	≤0.005	—	可采厚度0.3m, 夹石剔除厚度≥0.5m。多厘矿, 夹石厚度在0.5~1m, 主矿层≥0.3m, 次矿层≥0.2m	
		II	≥20	≥20~35	<35	—	≤0.005	—		
	碳酸锰矿	I	≥12	≥29			厚度≥0.8		可采厚度0.5m, 夹石剔除厚度≥0.5m。多厘矿同上	
		II	≥12	≥25						
		III	≥12	≥20						
		表外	≥8	<20						

续表

矿区名称	矿石品级	Mn (%)		SiO ₂ (%)	S (%)	P/Mn	Mn/Fe	开采技术指标
		边界品位	平均品位					
1	2	3	4	5	6	7	8	9
八一锡矿	I	单井 ≥28	块段 ≥30	<15				I、I级品可采厚度≥0.3m, 含矿率: 单井≥8%, 块段>10%。II级品可采厚度≥0.5m, 含矿率: 单井≥12%, 块段>15%。III级品可采厚度<0.5m, 含矿率: 单井<12%, 块段<15%。
	II	≥24	≥26	<20	—	—	—	
	III	≥18	≥18	<25				
	IV	<18	<18	>25				
木里主矿	块状锰	I	>20	—	—	—	—	可采厚度0.5m, 含矿率20%
		II	15~20	—	—	—	—	
		III	10~15	—	—	—	—	
	烟灰	I	—	40	15	—	0.0067~0.0131	可采厚度和含矿率同上。IV级品Mn+Fe≥40, V级品Mn+Fe≥30
		II	—	35	25	—	0.0062~0.026	
		III	—	30	35	—	0.0075~0.0547	
		IV	—	20	35	—	0.0653~0.0343	
		V	—	15	35	—	0.0231~0.1421	
	锰						0.8—1	
							0.5—1	

11.1.2.5 锰矿产品质量要求

1. 冶金用锰矿石

冶金用锰矿石的主要质量要求, 见表 1-11-13。

2. 锰矿粉

冶金锰矿石的主要质量要求表 (YB319—65)

表 1-11-13

品级	化 学 成 分			粒 度 (mm)
	Mn (%)	Mn/Fe	P/Mn	
	不 小 于	不 小 于	不 大 于	
一 级 品	40	7	0.004	(1) 高炉、平炉用矿石: 焙烧块矿 200~10mm, 小于10mm的不超过6%; 堆积矿小于5mm的不超过8% (2) 电炉用矿石: 75~2mm, 大于75mm的不超过20%, 小于3mm的不超过5% (3) 矿石含水不超过6%
二 级 品	35	5	0.005	
三 级 品	30	3	0.006	
四 级 品	25	2	0.008	
五 级 品	18	不 限 制	不 限 制	

注: 各品级化学成份的三项指标应同时考核, 其中若有一项指标不合规定时, 应降级处理。

碳酸锰矿粉的主要质量要求, 见表 1-11-14。

3. 化工用二氧化锰矿粉

碳酸锰矿粉的主要质量要求 (GB3714-83)

表 1-11-14

品 级	Mn 不大于 (%)	杂质不大于 (%)
		TF _{Fe}
一 级 品	24	2.5
二 级 品	22	3.0
三 级 品	20	3.5
四 级 品	18	4.0

化工用二氧化锰矿粉的主要质量要求, 见表 1-11-15。

化工用二氧化锰矿粉的主要质量要求表 (GB3713-83)

表 1-11-15

品 级	特级品	一级品	二级品	三级品	四级品	五级品	六级品
二氧化锰不小于 (%)	80	75	70	65	60	55	50

4. 富锰渣

富锰渣的主要质量要求, 见表 1-11-16。

富锰渣的主要质量要求表 (YBZ406-80)

表 1-11-16

牌 号		化 学 成 分 (%)				
		Mn	Fe		P	
			一 组	二 组	一 组	二 组
汉 字	代 号	不 小 于	不 大 于			
富锰渣 1	FMnZh1	44.0	1.5	2.0	0.02	0.04
富锰渣 2	FMnZh2	42.0	1.5	2.0	0.02	0.04
富锰渣 3	FMnZh3	40.0	1.5	2.0	0.02	0.04
富锰渣 4	FMnZh4	38.0	2.0	3.0	0.03	0.05
富锰渣 5	FMnZh5	36.0	2.0	3.0	0.03	0.05
富锰渣 6	FMnZh6	34.0	2.0	3.0	0.03	0.05

5. 天然放电锰矿石

根据有关企业实用的一般质量要求, 天然放电锰矿石质量要求, 列于表 1-11-17。

11.1.3 铬 铁 矿

11.1.3.1 铬的性质和用途

1. 铬的物理和化学性质

有关企业用天然放电锰矿石的一般质量要求

表 1-11-17

品 级	MnO ₂ (%)	TFe (%)	连续放电时间(min)	其 它
一 级	≥75	≤2.8	≥570	Cu<0.01%,
二 级	≥70	≤3.5	≥510	Ni<0.03%,
三 级	≥65	≤4.5	≥450	Co<0.02%,
四 级	≥60	≤5.5	≥390	Pb<0.02%
五 级	≥55	≤6.5	≥330	

铬为银白色金属，硬度 9，密度 7.1g/cm³，熔点 1860℃，沸点 2680℃，具有良好的抗氧化性能和抗腐蚀性能。在高温下体积稳定，高温高压下不发生爆炸和破裂，但易与稀盐酸或稀硫酸反应生成氯化物或硫酸盐，同时放出氢。

2. 铬的用途

铬的用途很广，在冶金工业中用铬铁矿石炼制铬铁合金，作为冶炼合金钢的添加剂，增加钢的硬度、韧性、延性、耐热性、耐磨性和防蚀性。铬铁合金广泛应用于机械、航空、汽车、造船等部门。铬对国防工业尤为主要，潜水艇船体、航空母舰、驱逐舰的外壳及强力甲板、坦克、炮筒、飞机的螺栓，火箭发动机外壳，导弹尾盖等都是用铬合金钢制造的。氧化铬用作耐热的涂料，也可用作磨料，玻璃、陶瓷的着色剂，化学合成催化剂。铬矾、重铬酸盐用作皮革的鞣料、织物染色的媒染剂、浸渍剂及各种颜料。镀铬和渗铬可使钢铁和铜、铅等金属形成抗腐蚀的表层，并且光亮美观，大量用于家俱、汽车、建筑等工业。此外，铬铁矿石还大量用于制作铬质和铬镁质耐火材料，其熔点高达 2000℃，对任何成份的炉渣都稳定，在高温下能保持固有体积。

11.1.3.2 铬的主要矿物及其特征

自然界中已发现的含铬矿物将近 50 余种，其中只有铬尖晶石类矿物中的少数亚种才具有实际的工业意义。铬尖晶石类矿物是具有类质同象置换的成分多变的矿物，其通式为： $(\text{Fe}, \text{Mg})_2\text{O} \cdot (\text{Cr}, \text{Al}, \text{Fe})_2\text{O}_3$ ，属等轴晶系，在地质体中多呈浑圆或不规则粒状及緻密的粒状集合体，间或呈八面体；具半金属光泽至金属光泽，铁黑或褐黑色，硬度 5.5~7.5，密度 4~4.8g/cm³，具弱磁性，受变质具磁性。铬尖晶石的种属取决于 Cr₂O₃、FeO、Fe₂O₃、MgO、Al₂O₃ 等氧化物的比例关系，只有通过化学分析才能确定，其中常见有下列几种：

镁铬铁矿 MgCr_2O_4 ，含 Cr₂O₃ 79%

铁铬铁矿 FeCr_2O_4 ，含 Cr₂O₃ 68%

铁镁铬铁矿 $(\text{Mg}, \text{Fe})\text{Cr}_2\text{O}_4$ ，含 Cr₂O₃ 50~65%

镁铁铬铁矿 $(\text{Fe}, \text{Mg})\text{Cr}_2\text{O}_4$ ，含 Cr₂O₃ 50~65%

铝—铁镁铬铁矿 $(\text{Mg}, \text{Fe})(\text{Cr}, \text{Al})_2\text{O}_4$ ，含 Cr₂O₃ 35~55%

铝—镁铁铬铁矿 $(\text{Fe}, \text{Mg})(\text{Cr}, \text{Al})_2\text{O}_4$ ，含 Cr₂O₃ 35~55%

这些矿物在铬铁矿床中共生关系非常密切，而且往往互相转化为过渡型矿物，所以在外表特征上很难区别，一般都统称为铬铁矿。

11.1.3.3 铬铁矿石类型和加工方法

1. 铬铁矿石类型

根据矿石的结构、构造和铬尖晶石的含量，铬铁矿石一般划分为以下三种类型：

(1) 緻密块状矿石：铬尖晶石含量大于80%，通常具有中、粗粒（1~5 mm）半自形—它形晶镶嵌结构。

(2) 浸染状矿石：铬尖晶石呈粒状、聚粒状均匀地散布，粒度多为细粒、中粒（1~2 mm），有时为粗粒。根据矿石中铬尖晶石的含量分为：

稠密浸染状矿石：铬尖晶石含量50~80%；

中等浸染状矿石：铬尖晶石含量30~50%；

稀疏浸染状矿石：铬尖晶石含量20~30%。

(3) 条带状矿石：铬尖晶石按一定方向排列，形成厚度不大、宽窄不一的条带。可由单一的浸染状矿石构成，或呈不同浸染程度的条带交替出现，或呈緻密条带与浸染状条带交替出现，或由单一的緻密条带构成。

2. 铬铁矿石加工方法

铬铁矿的富矿石一般可直接入炉冶炼，而贫矿石则需选矿才能利用。贫矿石的选矿主要采用重选，在生产中常用摇床或跳汰法选矿。有时重选的精矿再用弱磁选或强磁选进一步提高铬品位和铬铁比。含铁较高的铬尖晶石或与磁铁矿紧密共生的矿石，铬精矿品位和铬铁比都偏低，可考虑作为火法生产铬铁的配料使用。矿石中伴生的铂族元素，如呈硫化物、砷化物或硫砷化物状态，可用浮选法回收。

11.1.3.4 铬铁矿床工业指标

1. 铬铁矿床一般参考工业指标

铬铁矿床一般参考工业指标见表 1-11-18。

铬铁矿床一般参考工业指标表

表 1-11-18

矿石类型或品位			Cr ₂ O ₃ (%)		Cr ₂ O ₃ /FeO	SiO ₂ (%)	P (%)	S (%)	开采技术指标
			边界品位	工业品位					
冶金用矿石	原生富矿	I	≥25	≥50	≥3	≤1.2	—	—	可采厚度0.5~1m, 夹石剔除厚度0.3~0.5m
		II	≥25	≥45	≥2.5~3	<10	<0.03	<0.05	
		III	≥25	≥40	≥2.4	<10	<0.07	<0.05	
		IV	≥25	≥32	≥2.4	≤10	≤0.07	≤0.05	
	原生贫矿		≥5~8	≥8~10	—	—	—	—	
砂矿		≥1.5	≥3	—	—	—	—		
耐火材料用矿石	I 级品		—	≥35	—	≤8	CaO≤2	—	
	II 级品		—	≥32	—	≤11	CaO≤3	—	
化工制碱盐用矿石			—	≥30	2.0~2.5	少量	—	—	
辉绿岩铸石用矿石			—	≥10~20	—	<10	—	—	

注：引自《冶金矿山设计参考资料》1973年冶金工业出版社。

在铬铁矿床中常伴生有铂族(铂、钯、铑、钼、钨、铼)、钴、镍等元素,当铂(Pt) $>0.2\sim 0.4\text{g/t}$ 、钴(Co) $>0.02\%$ 、镍(Ni) $>0.2\%$ 时,即可考虑综合利用。

2. 铬铁矿床工业指标实例

我国铬铁矿床工业指标实例,见表1-11-19。

我国铬铁矿床工业指标实例表

表 1-11-19

矿区	矿石品级	Cr ₂ O ₃ (%)		Cr ₂ O ₃ /	P	S	SiO ₂	CaO	开采技术指标
		边界品位	工业品位	FeO	(%)	(%)	(%)	(%)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
鲤鱼沟	冶金用矿石	>25	>32	>2.5	<0.07	<0.1	<8	—	可采厚度:富矿 $>0.3\text{m}$, 贫矿 $>0.5\text{m}$ 。夹石剔除厚度: 肉眼能分者 $>0.1\text{m}$,肉眼难 分者 $>0.3\text{m}$
	耐火材料用矿石	>25	>32	—	—	—	<13	<2	
	贫矿石	>8	>12	—	—	—	—	—	
3756 铬矿	富矿	—	>32	≥ 2.5	<0.07	<0.05	—	—	单独开采层厚度 $\geq 0.7\text{m}$ 。 多层密集出现矿层的总厚度 $\geq 0.7\text{m}$
	贫矿	≥ 8	≥ 12	—	—	—	—	—	
西南 铬矿	致密块状富矿	—	≥ 32	≥ 2.5	<0.07	<0.05	<8.5	—	可采厚度:单层富矿 0.3m , 单层贫矿 $0.4\sim 0.5\text{m}$;密集, 互层 0.7m 。夹石剔除厚 度: $>0.4\text{m}$
	耐火材料用矿石	—	≥ 30	≥ 1.6	—	—	≤ 10	<3	
	浸染状贫矿石	≥ 8	≥ 12	≥ 2.5	—	—	—	—	
密云 铬矿	贫矿石	4.5	5	—	—	—	—	—	可采厚度 0.5m ,夹石剔除 厚度 2m
进化 铬矿	贫矿石	>6	>8	—	—	—	—	—	可采厚度 0.5m ,夹石剔除 厚度 0.5m
紫伦山 铬矿	冶金用矿石	—	>35	>2.5	<0.07	<0.05	<8.5	—	(品级划分标准:高品级 矿石Cr ₂ O ₃ $>35\%$;中品级 矿石Cr ₂ O ₃ $20\sim 34.9\%$;低 品级矿石Cr ₂ O ₃ $12\sim 19.9\%$)
	耐火材料及化工 用矿石	—	>30	>1.6	—	—	<11	—	
	贫矿石	≥ 8	≥ 12	—	—	—	—	—	
	表外矿石	≥ 5	—	—	—	—	—	—	
东风 铬矿	I 级	≥ 45	≥ 48	≥ 2.5	≤ 0.03	≤ 0.05	≤ 5	—	可采厚度 1m ,品级划分厚 度 2m ,夹石剔除厚度 1m
	II 级	—	≥ 43	≥ 2.5	—	—	—	—	
罗布莎 铬矿	冶金用矿石	≥ 25	≥ 40	≥ 3	≤ 0.07	≤ 0.05	≤ 6	—	可采厚度 $\geq 0.5\text{m}$,夹石剔 除厚度 $\geq 0.5\text{m}$
	耐火材料用矿石	≥ 25	≥ 35	—	≤ 3	—	≤ 11	—	
	表外矿石	≥ 5	<35	—	—	—	—	—	

11.1.3.5 铬铁矿产品质量要求

1. 冶炼用富矿和精矿

冶炼铬铁用富矿或精矿质量要求,见表1-11-20。

2. 耐火材料用矿石

耐火材料用铬铁矿石一般质量要求,见表1-11-21。

●铬铁矿产品质量要求,摘自《冶金矿山标准化工作实用手册》,冶金部情报标准出版社,1985年5月。

冶炼铁铬铁用富矿或精矿一般质量要求表

表 1-11-20

品 级	Cr ₂ O ₃ (%)	Cr ₂ O ₃ /FeO	P (%)	S (%)	SiO ₂ (%)	用 途
一 级 品	≥50	>3	—	—	<1.2	氮化铬矿
二 级 品	≥45	≥2.5~3	<0.03	<0.05	<6	中低碳和微碳铬铁
三 级 品	≥40	≥2.5	<0.07	<0.05	<6	碳素铬铁(电炉)
四 级 品	≥32	≥2.5	<0.07	<0.05	<8	碳素铬铁(高炉)

耐火材料用铬铁矿石一般质量要求表

表 1-11-21

品 级	化 学 成 分 (%)			用 途
	Cr ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	
一 级 品	≥35	≤8	≤2	天然耐火材料
二 级 品	≥30~32	≤11	≤3	铬砖、铬镁砖

3. 铬盐用矿石

铬盐用铬矿石一般质量要求: Cr₂O₃ ≥ 30%; Cr₂O₃/FeO ≥ 2~2.5; SiO₂ 少量。

4. 铸石用矿石

辉绿岩铸石用铬矿石质量要求: Cr₂O₃ ≥ 10~20%; SiO₂ < 10%。

11.1.4 钒 矿

11.1.4.1 钒的性质和用途

1. 钒的物理和化学性质

钒为浅银灰色, 常与铌、钽、钨、钼并称为难熔金属。硬度7.5, 密度6.1g/cm³, 熔点1902℃, 沸点3410℃。钒具有可锻性(但含有氧、氮或氢的钒则变脆), 是电的不良导体; 在常温下不受空气与水的影响, 在空气中氧化成三氧化二钒(V₂O₃)、四氧化二钒(V₂O₄)或五氧化二钒(V₂O₅)。在较低温度下, 钒与氯作用生成四氯化钒(VCl₄); 高温下与碳及氮生成碳化钒(VC)及氮化钒(VN)。钒能耐盐酸、稀硫酸、碱溶液和海水的腐蚀, 但能被硝酸、氢氟酸或浓硫酸腐蚀。此外, 钒还有一个特殊的性质, 即能使铂、金、银从它们的盐类中沉淀出来。

2. 钒的用途

钒主要应用于钢铁工业, 炼制钒铁(含钒大于55%)和优质合金钢。生铁与钒所生成的铸铁有很高的硬度、抗张力、抗压力和抗弯力, 优良的耐腐蚀性和较高的抗冲力, 用以铸造蒸汽机的汽缸, 活塞环和机车的活门以及火车、拖拉机的车轮。钢中加入千分之几的钒就能显著增加强度和韧性, 用以制造各种切削工具、发动机、船舰、飞机、坦克、铁轨、机动车辆及各种机器的部件, 并用于国防尖端工业。在化学工业中, 用钒的氧化物作生产硫酸、精炼石油、制造染料的催化剂, 也用以制造化学药剂、色玻璃、陶瓷涂料、彩色胶

片、印刷油墨、墨水等。

11.1.4.2 钒的主要矿物及其特征

自然界钒的分布很广，常与其它元素伴生形成含钒的矿物。目前已发现的含钒矿物有65种，现将主要钒矿物及其特征列于1-11-22。

钒矿的主要矿物及其特征表

表 1-11-22

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	V ₂ O ₅ 含量 (%)
钒云母矿	$K\{V_2[AlSi_3O_{10}](OH)_2\}$	绿至褐色	2.5	2.88	14.62
三水钒矿	$VO(OH)_3$	深褐色	2	2.56	77.09
绿硫钒矿	$V(S_2)_2$	黑色	2	2.98	28.43
钒磁铁矿	FeV_2O_4	蓝灰黑色	4.5~5	5.15	68~72
钙钒榴石	$Ca_3V_2(SiO_4)_3$	翠绿色	6.5	3.68	18~26
钒铅矿	$PbCl_2 \cdot 3Pb_3(VO_4)_2$	红色	2.5~3	6.66~7.1	19.30
钒铅铀矿	$(Pb, Zn)_2(OH)VO_4$	红色	3.5	5.9~6.2	22.70
钒酸铀钼矿	$K_2O \cdot 2UO_3 \cdot V_2O_5 \cdot 3H_2O$	黄色	2~2.5	4.46	20
钒酸钙铀矿	$Ca(UO_2)_2(VO_4) \cdot 8H_2O$	鲜黄色	1	3.68	19
钒酸钙铜矿	$CaCu(VO_4)(OH)$	黄绿色	3.5	3.5~3.9	38
钒酸钡铜矿	$(Cu, Ca, Ba)_2(OH)_2VO_4$				19.60

据有关资料介绍，从海水中提钒的试验已获成功，因此海水将是今后钒的重要来源。

11.1.4.3 钒矿石类型和加工方法

1. 钒矿石类型

钒矿石分为两大类，即钒矿石和含钒矿石。钒矿石有单钒矿石、钒云母矿石；含钒矿石有：钒铀钾矿石、钒铅矿石、钒钛磁铁矿石、含钒铅土矿石、含钒的磷褐铁矿石、含钒沥青石、含钒硅质炭质页岩等。

2. 钒矿石加工方法

钒的生产第一步是从各类型的含钒矿石中制取钒的氧化物或其它化合物，然后再用于生产钒铁合金或金属钒。从钒矿石中提取钒的方法有两种——湿法（直接法）和火法（间接法）提钒。

(1) 湿法提钒：此法的工艺流程一般是把矿石破碎、细磨，然后与钠盐（氯化钠、硫酸钠或碳酸钠等）混合，在850℃下焙烧，钒转变为可溶于水的偏钒酸钠（ $NaVO_3$ ），用水浸出，加硫酸，调整pH到2~3，即可沉淀出六钒酸钠（ $Na_4V_6O_{17}$ ），俗称“红饼”。把它于700℃下溶化，即得黑紫色緻密的工业五氧化二钒（ $V_2O_5 > 86\%$ ， $Na_2O 6 \sim 10\%$ ），可用来冶炼钒钛。为了制取纯五氧化二钒，将“红饼”溶于碳酸钠溶液，并调整pH，使铁、铝和硅等杂质沉淀分离，再加 NH_4Cl 使钒沉淀为偏钒酸铵（ NH_4VO_3 ），经过320~430℃煅烧，即得纯度为99.8%的 V_2O_5 ，可用于化学工业，同时也是制取金属钒的原料。

(2) 火法提钒：在钒钛磁铁矿中，由于钒以类质同象存在，不可用机械方法将钒的

独立相解离出来,只能获得含钒的铁精矿,钒在铁精矿中随着铁的富集而富集。因此,从钒钛磁铁矿中提钒,是先用磁选除去钛铁矿和废石,将含钒铁矿或铁精矿烧结后炼成铁水,再吹炼或雾化成钒渣(一般含 V_2O_5 10~20%)。钒渣加入芒硝(或纯碱、食盐)混合造球,经焙烧,再经水及硫酸浸出、沉淀、过滤等工序而获得工业五氧化二钒。

钒钛磁铁矿石含钒低,用湿法提钒其原料处理量大、产量低、生产成本低,故一般多采用大法提钒。

11.1.4.4 钒矿床工业指标

1. 钒矿床一般参考工业指标

钒矿床一般参考工业指标,见表1-11-23。

钒的单独矿床很少,多呈伴生状态存在于钒钛磁铁矿、铝土矿、煤矿、铀矿及铅锌铜矿床中,在普查勘探时应注意综合评价。

2. 钒矿床工业指标实例

我国钒矿床工业指标实例,见表1-11-24。

钒矿床一般参考工业指标表

表 1-11-23

矿床类别	V_2O_5 (%)
钒的单独矿床	$\geq 0.5 \sim 0.7$
伴生钒矿床	$\geq 0.1 \sim 0.5$

我国钒矿床工业指标实例表

表 1-11-24

矿床类别	矿床名称	V_2O_5 (%)		其它组分含量 (%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	备注
		边界品位	工业品位				
钒的单独矿床	新开堂钒矿	0.5	单工程: 0.7		2	2	
	安化大杉坪钒矿				0.7		
	富矿 一般矿	0.8 0.5	块段: 1 块段: 0.7		0.7		
伴生钒矿床	攀枝花铁钒矿						以铁含量为基准, V_2O_5 无标准
	大冶铁钒矿		≥ 0.25	$TFe < 20, TiO_2 \geq 6$	致密型 0.5, 浸染型 1.0	2	
	贵州某磷矿		> 0.2	P_2O_5 边界品位 > 15 , 平均品位 > 20 , $U > 0.02$			

11.1.4.5 钒矿产品质量要求

钒精矿尚无国家标准或部颁标准。供直接法生产五氧化二钒的钒精矿一般质量要求,见表1-11-25。

钛精矿一般质量要求表

表 1-11-25

品 级	化 学 成 份 (%)						粒度 - 180 目占 (%)
	TiFe	V ₂ O ₅	TiO ₂	SiO ₂	S	水 份	
一 级 品	≥60	≥0.72	<8	<2.5	<0.1	<10	>60
二 级 品	≥58	0.70~0.72	<8	<2.5	<0.1	<10	>60
三 级 品	≥58	0.65~0.69	<8	<2.5	<0.1	<10	>60
	60.5	0.78	<8	<2.5	<0.1	<10	- 200 目占 65 %

11.1.5 钛 矿

11.1.5.1 钛的性质和用途

1. 钛的物理和化学性质

钛为银白色高强度轻金属，密度 4.5g/cm^3 ，熔点 1667°C ，沸点 3285°C 。钛具有强度高、重量轻、耐高温、耐超低温、抗腐蚀、无毒等一系列突出的优良性能。在常温下不氧化，但在高温下容易与氧、氮、氢、水气、氨、一氧化碳、二氧化碳等气体反应。钛是良好的吸气剂。在海水、碱性溶液、硝酸、含水氨气中钛有很强的抗腐蚀能力，在浓度小于 5 % 的稀盐酸和稀硫酸中也有一定的抗腐蚀能力。

2. 钛的用途

纯钛及以钛为主体的合金是新型结构材料，在国防工业中用以制造喷气发动机、宇宙飞船、卫星和飞机骨架，火箭、导弹的燃料和氧化剂的储箱及高压容器，潜艇、快艇、扫雷艇的壳体、水翼、螺旋桨轴系及推进器，钛泵、自动步枪、机枪、炮筒、轻型装甲车等，在石油化学工业中用以制作各种耐腐蚀的容器、反应器、热交换器、蒸馏塔、泵、管道以及阀门等。另外，钛还可用作电解工业的电极、发电站的冷凝器、环境污染控制装置、贮氢材料（钛在一定温度范围内吸氢、升高温度后放氢）和形状记忆合金。在炼钢时，少量的钛是良好的脱氧、除氮及除硫剂；在医药工业中制造医疗器械，如人造骨节、体外内脏等。氢化钛很脆，易磨成粉末，制成钛粉作粉末冶金原料。

金红石和人造金红石可制优良电焊条，钛白粉可制高级油漆、白色涂料、人造丝的减光剂、白色橡胶和高级纸张的填料。

11.1.5.2 钛的主要矿物及其特征

目前已知 TiO_2 含量大于 1 % 的钛矿物有 140 多种。但可作为钛工业原料用的矿物，主要是金红石、白钛矿和钛铁矿三种。钛的主要矿物及其特征，见表 1-11-26。

锐钛矿和板钛矿均为金红石的变种。白钛石不是独立的矿物，而是由钛铁矿在长时期内受地球化学作用衍变而成的，用 X 射线分析其晶型是金红石型，其所含 TiO_2 界于金红石和钛铁矿之间。

11.1.5.3 钛矿石类型和加工方法

1. 钛矿石类型

根据矿石可选性的难易程度，钛矿石可分为：

(1) 易选矿石：如砂钛矿床的粗粒砂和中粒砂，原生钛铁矿—金红石—磁铁矿石，

钛的主要矿物及其特征表

表 7-11-26

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	TiO ₂ 含量 (%)
金红石	TiO ₂	赭红、褐红色	6~6.5	4.2~4.3	100
锐钛矿	TiO ₂	褐至黑色	5.5~6.5	4.08	100
板钛矿	TiO ₂	浅黄、褐至黑色	5.5~6	3.9~4.14	100
钛铁矿	FeTiO ₃	铁黑色	5~6.5	4.72	52.66
白钛石	TiO ₂ ·nH ₂ O	黄灰—褐色	4~5.5	3.5~4.5	67.30~92.53
钛铁尖晶石	Fe ₂ TiO ₄	黑色	6	4.78	18.41
钛磁铁矿	(Fe,Ti) ₂ O ₄	黑色	5.5	4.8~5.3	12~16
钙钛矿	CaTiO ₃	黄—黑色	5.5	4.2	58.76
榍石	CaTi(SiO ₄)O	黄—褐色	5~6	3.3~3.6	40.80

钛铁矿—钛磁铁矿石。

(2) 难选矿石, 如砂钛矿床的细砂及含大量铬铁矿的矿砂; 原生的钛铁矿—磁赤铁矿石; 钙钛矿。

(3) 极难选和不可选矿石, 如钽钛磁铁矿石。

我国钛矿石资源丰富, 储量名列世界前茅, 但以钽钛磁铁矿为主, 其占全国钛矿总储量的95.3%。钛铁矿占钛矿总储量的3.2%, 主要为钛砂矿。金红石占钛矿总储量的1.5%。

2. 钛矿石加工方法

钛矿石选矿加工方法如下:

1) 钛砂矿选矿

钛砂矿的选矿一般采用重选—静电选—磁选。重选可首先分出大量轻的脉石矿物, 而得到富含有用矿物的重砂混合精矿。静电选矿可分出导电部分与不导电部分两组产品。前者有金红石、钛铁矿、磁铁矿、赤铁矿、铬铁矿; 后者有独居石、锆英石、重晶石、柘榴石、十字石等。这两组产品分别经过磁选, 最后获得钛铁矿、金红石、磁铁矿、独居石、锆英石等精矿产品。如果钛砂矿中只有钛具回收价值, 而脉石又主要为石英等轻的矿物, 则只采用单一的重选法即能达到有效分离的目的。

2) 钽钛磁铁矿的选矿

钽钛磁铁矿石一般是指单体钛矿物与某种钛铁化合物固熔体分凝成的连晶体构成的钛原生矿石而言。不论是那种钛磁铁矿, 其含钛矿物在构造上都有单体与固熔体连晶两种。连晶体颗粒为几微米或零点几微米, 甚至更细, 只有用特殊选矿方法, 先将其连晶破坏, 而后选出钛矿物。一般趋向于采用磁选—重选—浮选—火法—水冶的联合选别法。

磁选选出含钛磁铁矿的精矿, 其中含TiO₂53%, 经过冶炼, 可将钛回收。磁选尾矿中含TiO₂47%左右, 通过重选—浮选—电选联合流程或强磁选—浮选联合流程可加以回

收。

11.1.5.4 钛矿床工业指标

1. 钛矿床一般参考工业指标

钛矿床一般参考工业指标, 如表 1-11-27 所示。

钛矿床一般参考工业指标表

表 1-11-27

矿 石 类 型		边界品位	工业品位	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
原生矿石 ($\text{TiO}_2\%$)	金 红 石	≥ 2	$\geq 3 \sim 4$	0.5~1	0.5~1
	钛磁铁矿	$\geq 5 \sim 6$	$\geq 8 \sim 10$	0.5~1	0.5~1
砂矿(矿物 kg/cm^3)	金 红 石	≥ 1	≥ 2		
	钛 铁 矿	≥ 10	≥ 15	0.5~1	0.5~1

2. 钛矿床工业指标实例

钛矿床工业指标实例, 见表 1-11-28。

钛矿床工业指标实例表

表 1-11-28

矿 区		原生金红石($\text{TiO}_2\%$)		砂矿(矿物 kg/m^3)		可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
		边界品位	平均品位	边界品位	平均品位		
寒 用	金红石矿	≥ 1.4	≥ 2			≥ 1	2
安徽某矿	金红石矿		2			0.5	2
	钼 铁 矿		1.4			1	2
湖北某砂矿				$\text{TiO}_2 0.5\%$	$\text{TiO}_2 0.7\%$	1	≥ 2
安徽某砂矿				1	2	0.5	
南 港	富 矿			20	30~40	1	1
	贫 矿			10	15		

注: 攀枝花和大庙钒钛磁铁矿床采用的工业指标见表 1-11-3。

11.1.5.5 钛矿产品质量要求

(1) 钛铁矿(砂矿)精矿的主要质量要求(YB835—75)见表 1-11-29 及表 1-11-30。

(2) 金红石和高钛矿物精矿的主要质量要求见表 1-11-31。

(3) 人造金红石的主要质量要求见表 1-11-32。

(4) 高钛渣的主要质量要求见表 1-11-33。

供人造金红石、高钛渣用钛铁矿精矿的主要质量要求表

表 1-11-29

品 级	TiO ₂ (%) 不 小 于	杂质不大于(%)		备 注
		CaO+MgO	P	
一 级 品	50	0.5	0.03	精矿中TiO ₂ 含量小于50%时,由供需双方商定;精矿中TiO ₂ 含量大于58%,CaO+MgO含量不大于0.5%,P含量不大于0.05%时,产品作为一级品
二 级 品 一类	50	0.6	0.04	
二 级 品 二类	50	1.0	0.05	

供钛铁合金、钛白粉用钛铁矿精矿的主要质量要求表

表 1-11-30

品 级	TiO ₂ (%)	杂质不大于(%)	备 注
	不 小 于	P	
一 级 品	50	0.02	精矿中TiO ₂ 含量小于48%时,由供需双方协议
二 级 品	50	0.025	
三 级 品	48	0.03	

金红石和高钛矿物精矿的主要质量要求表(YB839—75)

表 1-11-31

精矿种类	品 级	TiO ₂ (%) 不 小 于	杂质不大于(%)		备 注
			P	S	
金 红 石	一 级 品	95	0.02	0.03	高钛矿物系指金红石的变种板钛矿、锐钛矿、钛铁金红石和钛铁变种白钛石、含钛矿物等
	二 级 品	93	0.03	0.04	
	三 级 品	90	0.04	0.05	
高钛矿物	四 级 品	85	0.04	0.04	
	五 级 品	80	0.05	0.05	

人造金红石的主要质量要求表(YB2402—78)

表 1-11-32

品 级	TiO ₂ (%) 不 小 于	杂质不大于(%)			备 注
		P	S	C	
优 级 品	98	0.03	0.03	0.05	优级品供特殊需要,其它方法生产的人造金红石参照本标准执行;产品粒度100%通过 40 目筛
一 级 品	87	0.04	0.04	0.06	
二 级 品	85	0.05	0.05	0.07	

高钛渣的主要质量要求表 (YB2401-78)

表 1-11-33

品 级	TiO ₂ (%) 不 小 于	杂质不大于(%)		备 注
		TFe	CaO + MgO	
一 级 品	94	3.0	1.5	用户对产品中其它杂质有要求, 经协商 生产厂可提供化验数据 高钛渣应呈粉状交货, 粒度在 40~200 目之间的总量不少于80%
二 级 品	92	4.0	2.0	

11.1.6 铜 矿

11.1.6.1 铜的性质和用途

1. 铜的物理和化学性质

铜是一种黄红略呈玫瑰红色的金属, 硬度2.5~3, 密度8.5~9 g/cm³, 熔点1083℃, 沸点2360℃。铜延性和导热性强、导电性高, 还具有良好的化学稳定性和与锌、铅、镍、铝、钛等熔成合金的性能。

2. 铜的用途

我国是世界上最早冶炼铜的国家之一。铜在国民经济各部门有广泛用途, 耗量最大的是电气工业。此外, 在国防、机械制造、有机化学工业及财政、工艺美术、农业上均有使用。

铜在电气工业上用以制作电力传输线、通讯和照明装置、无线电设备、电器仪表和电机设备。在其它部门的使用如: 黄铜用来制造枪、炮弹; 白铜用于制造舰艇和发电设备的冷凝器和热变换器; 铍青铜用来制造航空仪表的弹性元件; 锡青铜用于制造轴承、轴套; 铝青铜用于制造物理仪器、精密仪器、齿轮及医疗器械; 康铜和锰铜用作高温电阻材料等。又如铜用作电动车辆的散热器和布线装置, 船体包裹层, 制造防腐油漆。铜基合金用于形状记忆金属。铜的化合物在农业上用于制造杀虫剂和除草剂等等。

11.1.6.2 铜的主要矿物及其特征

自然界中已发现的含铜矿物约有280多种, 主要的20多种, 多以硫化铜矿物出现。最多的铜矿物为黄铜矿, 其次是斑铜矿和辉铜矿。常见的氧化铜矿物为孔雀石、兰铜矿、硅孔雀石。目前我国生产的铜主要来自黄铜矿, 其次是辉铜矿、斑铜矿、孔雀石等。铜的主要矿物及其特征, 详见表 1-11-34。

11.1.6.3 铜矿石类型和加工方法

1. 铜矿石类型

1) 铜矿石自然类型

铜矿石可按矿石中铜的氧化率高低、主要矿物成份、结构、构造等的不同, 划分为若干矿石自然类型。

2) 铜矿石工业类型

在通常情况下, 首先可按铜的氧化率高低, 铜矿石可分为: 氧化铜矿石(铜氧化率>30%), 其中结合氧化铜>20%的, 为难选氧化矿石, 结合氧化铜<20%的, 为易选氧化矿

铜的主要矿物及其特征表

表 1-11-34

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	Cu含量 (%)
自然铜	Cu	铜红	25.23	8.4~8.95	约100
辉铜矿	Cu ₂ S	新鲜面铅灰色, 风化物黑带棕色	2.5~3	5.5~5.8	79.86
铜蓝	CuS	靛蓝	1.5~2	4.59~4.67	66.48
斑铜矿	Cu ₅ FeS ₄	暗铜红色, 杂斑状棕色	3	4.9~5.3	63.33
黄铜矿	CuFeS ₂	黄铜色、黄色、绿黄色	3~4	4.1~4.3	34.56
方黄铜矿	CuFe ₂ S ₃	青黄铜色	3.5~4	4.13~4.16	23.40
砷铜矿	Cu ₁₂ Sb ₄ S ₁₁	铜灰、铁黑	3~4.5	4.6~5.4	45.77
砷黝铜矿	Cu ₁₂ As ₄ S ₁₃	铜灰、铁黑	3~4.5	4.6~5.4	51.57
硫砷铜矿	Cu ₃ AsS ₄	铜灰色带灰或黄的颜色	3.5	4.3~4.5	48.42
赤铜矿	Cu ₂ O	红至近于黑色, 表面为铅灰色	3.5~4.5	5.85~6.15	88.80
黑铜矿	CuO	铜灰、铁黑至黑	3.5~4	5.8~6.4	79.89
孔雀石	CuCO ₃ ·Cu(OH) ₂	翡翠绿、绿黑	3.5~4	4.0~4.5	57.50
蓝铜矿	Cu ₃ (OH) ₃ (CO ₃) ₂	深蓝、浅蓝(土状块体)	3.5~4	3.7~3.9	55.80
硅孔雀石	CuSiO ₃ ·2H ₂ O	绿、浅蓝	2~4	2.0~2.3	38.20

石, 混合矿石(铜氧化率10~30%)。硫化铜矿石(铜氧化率<10%)。对硫化铜矿石, 还可进一步按矿石的主要有用组份划分为: 铜矿石、铜铁矿石、铜硫矿石、铜钼矿石、铜锌矿石等。

有时按铜矿石中铜金属含量的多寡分为富矿(一般含铜>5%)和贫矿。富矿可不经选矿直接进入炉冶炼, 贫矿则需先经选矿富集成铜精矿始能冶炼。

2. 铜矿石加工方法

1) 铜矿石选矿方法

我国各类铜矿床的铜矿石, 除少量含铜大于5%的富铜矿石外, 一般均需选矿, 始能进行冶炼。不同工业类型的铜矿石有不同的选矿方法, 常用的选矿方法如下:

单一硫化铜矿石: 一般选矿采用浮选法。

多金属硫化矿石: 一般根据其主要组份的不同加工技术特性, 分别采用混合浮选法、优先浮选法、混合优先浮选法、浮选和重选联合选矿法、浮选和磁选联合选矿法, 以及浮选和湿法冶炼联合法等进行处理。

混合矿石: 根据其选别指标与硫化矿选别指标差异的大小和储量的多少等因素, 确定是单独处理或是与硫化矿混合处理。一般采用浮选法, 也可采用浮选和湿法冶炼联合处理。

氧化矿石: 易选氧化矿石一般用浮选与湿法冶炼联合处理或用高析法与浮选联合处理; 含结合式氧化铜高的难选矿石, 一般用湿法冶炼处理。

2) 冶炼方法

铜矿石的冶炼方法有火法冶炼和湿法冶炼两种, 以火法为主。火法冶炼, 又分鼓风炉熔炼、反射炉熔炼、电炉熔炼、闪速炉熔炼、连续炼铜法(诺兰达法和三菱法)等。湿法冶炼, 又分硫酸浸出法(用以处理二氧化硅含量很高的酸性氧化矿石); 氨浸出法(用以处理含多量碱性矿物的氧化矿石或自然铜贫矿); 细菌浸出法(用以处理低品位硫化矿石)。

11.1.6.4 铜矿床工业指标

1. 铜矿床一般参考工业指标

铜矿床一般参考工业指标, 见表 1-11-35。

铜矿床一般参考工业指标表

表 1-11-35

矿 石 类 型		Cu(%)		最小可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
		边界品位	最低工业品位		
硫化矿石	露天开采	0.2	0.4	2~4	4~8
	地下开采	0.2~0.3	0.4~0.5	1~2	2~4
氧化矿石		0.5	0.7	1	2

2. 铜矿床工业指标实例

铜矿床工业指标实例, 见表 1-11-36。

铜矿床工业指标实例表

表 1-11-36

矿床类型	矿 区 名 称	边界品位 Cu(%)	最低工 业品位 Cu(%)	可采厚度 (m)	夹石剔 除厚度 (m)	备 注
斑岩铜矿	铜厂铜矿	0.2	0.4	2	4	易采选硫化矿石, 1957年用方案法制订指标
	铜矿峪铜矿	0.2	0.4	2	4	
砂卡岩铜矿	铜绿山铜矿	0.3	0.6	1	2	原生矿易选, 氧化矿选矿效果差, 1964年“三结合”制订
	铜官山铜矿	0.2	0.4	2	4	主要为易选硫化矿石, 50年代中期制订指标, 生产后最低工业品位改为0.3%, 不适用于滑石型和氧化矿石
	华铜华林坑	0.2	0.4	1	2	易选硫化矿, 1955年制订指标, 仅用于单铜矿石
层状铜矿	东川汤丹铜矿	0.3	0.5	1	2	以氧化矿为主, 50年代初制订指标

续表

矿床类型	矿 区 名 称		边界品位 Cu(%)	最低工业品位 Cu(%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	备 注
砂 岩 铜 矿	六直铜矿	硫化矿	0.3	0.5	1	2	易选, 1964年用类比法制订
		氧化矿	0.5	0.7	1	2	易选, 1964年用类比法制订
	车江铜矿		0.4	0.6	1	2	易选硫化矿
	大同厂铜矿		0.3	0.5	1	2	易选硫化矿为主
黄铁矿	白银厂	露天开采	≥0.2		1	2	易选硫化矿石为主, 1965年改订工业指标
型铜矿	铜 矿	地下开采	0.2	0.3	1	2	

3. 铜矿床伴生有益组分综合评价参考指标

铜矿床伴生有益组分综合评价参考指标见表1-11-37。

铜矿石中各种伴生元素能否被回收利用, 取决于伴生元素的赋存状态、嵌布粒度、选冶技术及回收的经济效益等因素。我国部分已生产的铜矿山伴生元素回收情况见表1-11-38。

铜矿床伴生有益组分综合评价参考指标表

表1-1-37

元 素	Pb	Zn	Mo	Co	WO ₃	Sn	Ni	Bi	Au	Ag	Cd	Se, Te, Ga, Ge, Re, In, Ti
含量(%)	0.2	0.4	0.01	0.01	0.05	0.05	0.1	0.05	0.1 (g/t)	1 (g/t)	>0.001	>0.001

我国部分铜矿山伴生元素回收情况表

表1-11-38

伴生元素	六直铜矿	德兴铜矿	铜官山铜矿	红透山铜矿	金川硫化铜矿	白银折腰山铜矿
原矿中 含量 (%)	Ag 11.4 (g/t)	Au, Ag, Re Mo 0.0011 富家铜 0.031	S ₂ 6.5~24.2 Fe ₂ 34 Mo ₂ 0.016 Co ₂ 0.008 Au > 0.5(g/t)	Zn ₂ 1.37 S ₂ 16.71 Au, Ag, Cd, In	铂族, Au Ag, Se, Te	S ₂ 5~42.08 Se ₂ 24(g/t) Te ₂ 3(g/t) Au ₂ 0.3(g/t)
回收情况	富集于铜 精矿中回收	铜选矿富集为 铜精矿 Au, Ag, Re富 集于铜精矿中	S, Fe选矿回收, Au, Ag电解回收	S, Zn选矿回收, Au, Ag, Cd富集 于Cu, S, Zn精矿 中冶炼时回收	选冶中回收	选冶中回收

11.1.6.5 铜精矿产品的质量要求

铜精矿产品的主要质量要求, 按化学成分分为15个品级, 以干矿品位计算, 详见表1-11-39。

铜精矿产品的主要质量要求表 (YB112-82)

表 1-11-39

品 级	Cu 不小于 (%)	杂 质 不 大 于 (%)				备 注
		Pb	Zn	MgO	As	
一	30	—	—	5	0.3	(1) 氧化镁不大于 5% 的规定, 供电炉熔炼时不在此限 (2) 铜精矿中金、银、硫为有价元素, 应报分析数据 (3) 铜精矿中水分不得大于 14%, 在取验期內不大于 8% (4) 铜精矿中不得混入外来夹杂物
二	29	—	—	5	0.3	
三	28	—	—	5	0.3	
四	27	—	—	5	0.3	
五	26	—	—	5	0.3	
六	25	—	—	5	0.3	
七	24	6	9	5	0.3	
八	23	6	9	5	0.4	
九	22	6	9	5	0.4	
十	21	6	9	5	0.4	
十一	20	6	9	5	0.4	
十二	18	7	10	5	0.5	
十三	16	7	10	5	0.5	
十四	14	8	10	5	协议	
十五	12	8	10	5	协议	

11.1.7 铅 锌 矿

11.1.7.1 铅锌的性质和用途

1. 铅锌的物理性质和化学性质

铅是一种蓝灰色金属, 新鲜断面具有强烈的金属光泽, 硬度 1.5, 密度 $10.667 \sim 11.34 \text{ g/cm}^3$, 熔点 327.4°C , 沸点 1525°C 。金属铅的展性良好、延性甚微, 是热和电的不良导体, 具较好的可锻性和抗磨性, 并易于与锌、锡、锑等组成合金。

铅的化学性质较稳定, 在干燥空气和不含空气的水中不发生化学变化。铅除能较好地溶解于稀硝酸和 200°C 以上的浓硫酸外, 盐酸和硫酸仅能作用于表面, 形成几乎不溶的 PbCl_2 和 PbSO_4 薄膜, 使其具有较好的防腐性能。

锌为蓝白色金属, 新鲜断面具金属光泽, 硬度 2, 密度 $6.9 \sim 7.2 \text{ g/cm}^3$ 熔点 419.4°C , 沸点 906°C 。锌在常温下发脆, 但在 $100 \sim 150^\circ\text{C}$ 时具良好的压延性, 其导热、导电性较铅稍强, 也易与多种金属形成合金。

锌的化学性质较活泼, 易溶于稀硫酸、盐酸和碱溶液, 但在常温下的干燥空气中不被氧化。当潮湿空气含 CO_2 时, 锌表面易形成致密的 ZnCO_3 和 Zn(OH)_2 薄膜, 可防止其内部不再被氧化。

2. 铅锌的用途

铅在电气工业中, 大量用来制造蓄电池、电缆包皮和熔断保险丝, 在军事工业中大量

用来制造弹头；铅与锡、锌、铋等可制作各种合金，如轴承合金、焊料和印刷合金等；在化学和冶金工业中，铅常用以制作管件和设备的防腐内衬；在原子能工业中，铅可制作防辐射的外罩。铅的化合物还广泛应用于颜料、油漆、玻璃、瓷器、橡胶、石油精炼、纺织工业和医疗部门。四乙基铅可作为汽油防爆剂，盐基硫酸铅可作为防止塑料老化的添加剂等。

铅在下列三个领域的应用前景将会发生变化。第一，制造工业的铅/酸蓄电池由于寿命短，可能被重量较轻、效率更高的新型蓄电池所代替；第二，由于环保要求越来越严，铅作为汽油添加剂的用途可能受影响；第三，作为涂料的用途可能很快被淘汰。

锌大量用作镀锌，用以防止金属被腐蚀。锌和锌合金也广泛地用于生产压铸合金。高纯锌制造的银-锌电池，用于飞机和宇宙飞船的电气仪表，锌还可用于铸造法生产用途广泛的海绵金属。锌粉、锌片用在冶金工业中，可除出溶液中的杂质、置换出稀贵金属。锌与许多金属的合金被广泛用于机械、汽车制造和国防工业。锌铝超合金是一种很有前途的新型材料。锌的化合物，如氧化锌广泛用于橡胶和医药部门，氯化锌还可作为木材防腐剂，等等。

11.1.7.2 铅锌的主要矿物及其特征

我国已发现并经鉴定的铅矿物共41种，锌矿物15种，其中常见的主要铅锌矿物17种，详见表1-11-40。它们均在不同程度上为工业所利用，尤以方铅矿和闪锌矿为重要。

铅锌主要矿物及其特征表

表 1-11-40

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	含量(%)	
					Pb	Zn
方铅矿	PbS	铅灰	2~3	7.4~7.6	86.60	
硫锑铅矿	Pb ₃ Sb ₂ S ₁₁	铅灰至铁黑	2.5~3	5.8~6.5	55.42	
氟砷锑铅矿	Pb ₄ FeSb ₆ S ₁₄	铅灰	2~3	5.5~6	40.16	
车轮矿	PbCuSbS ₃	铜灰、铅灰	2.5~3	5.7~5.9	42.54	
白铅矿	PbCO ₃	白或淡灰、浅黄	3~3.5	6.4~6.6	77.60	
铅矾	PbSO ₄	无色或白、灰、浅黄	2.75~3	6.1~6.4	68.30	
铬铅矿	PbCrO ₄	桔红	2.5~3	5.9~6.1	64.10	
磷氯铅矿	Pb ₃ (PO ₄) ₂ Cl	绿、黄、褐	3.5~4	6.7~7.1	76.33	
砷铅矿	Pb ₃ (AsO ₄) ₂ Cl	无色、铜黄、褐绿	3.5	7.19~7.25	69.60	
钒铅矿	Pb ₃ (VO ₄) ₂ Cl	黄褐、有时红色	3.0	6.66~7.1	73.10	
钼铅矿	PbMoO ₄	蜡黄、铜黄、棕褐、红	2.75~3	6.3~7	56.40	
闪锌矿	ZnS	无色、浅黄、棕褐、黑	3.0~4	3.9~4.7		67.10
纤维锌矿	ZnS	浅色至棕、浅褐至黑	3.5~4	4~4.1		67.10
菱锌矿	ZnCO ₃	白微带浅绿褐灰	5	4.1~4.5		52.10
异极矿	Zn ₄ (H ₂ O)(Si ₂ O ₇)(OH) ₂	无色、集合体白、灰白	4~5	3.4~3.5		54.30
硅锌矿	Zn ₂ SiO ₄	无色或带绿的黄色	5~6	3.89~4.18		58.60
水锌矿	Zn ₅ (CO ₃) ₂ (OH) ₆	白、淡灰、淡黄	2~2.5	3.5~3.8		59.60

11.1.7.3 铅锌矿石类型、品级和加工方法

1. 铅锌矿石类型

1) 铅锌矿石自然类型

铅锌矿石分别按照氧化程度、共生矿物、围岩和脉石成分、矿石构造等分成若干自然类型。

2) 铅锌矿石工业类型

我国铅锌矿石工业类型,按矿石氧化程度分为氧化矿石(氧化率 $>30\%$)、混合矿石(氧化率 $10\sim30\%$)和原生矿石(氧化率 $<10\%$)三类。

对于氧化矿石,还可按其主要的有用组份的种类,进一步划分为氧化铅矿石、氧化铅锌矿石等类型。

对于混合矿石,因储量不多,一般不另行划出,多在经过选矿试验后与加工性质相近的氧化矿石或硫化矿石合并。

对硫化铅锌矿石按表1-11-41进一步划分。

我国铅锌矿石一般不划分品级,仅个别矿区按铅加锌品位 $<4\%$ 、 $4\sim8\%$ 、 $>8\%$,分别划分为贫矿、中矿和富矿,但不具普遍意义。

2. 铅锌矿石加工方法

铅与锌的矿物在自然界里往往密切共生,单独产出的铅或锌矿床少见。同时,铅和锌在矿石中含量一般较低,因此需要经过选矿富集和铅锌分离才能满足冶炼要求。

1) 铅锌选矿方法

我国铅锌选矿厂绝大部分处理的是硫化铅锌矿石,目前仅云南、广西、辽宁等地的少数矿山处理氧化矿石。硫化铅锌矿石的选矿绝大部分用浮选,仅少数多金属矿石,如含铁、钨、锡或含金的矿石,才同时用浮—磁选或浮—磁—重选。

2) 铅锌冶炼方法

铅的冶炼方法分为火法和湿法两类。目前世界上以火法炼铅为主,湿法尚处于试验研究阶段。火法炼铅基本上采用烧结焙烧—鼓风炉熔炼流程,占世界铅总产量的 $85\sim90\%$;其次为反应熔炼法,其设备可用膛式炉、短窑、电炉或旋涡炉。铅的精炼主要采用火法,其次为电解精炼。

锌的冶炼亦有火法和湿法之分。火法炼锌采用竖罐蒸馏、平罐蒸馏或电炉。湿法炼锌近20年来发展迅速,目前占世界锌总产量的 $70\sim80\%$ 。湿法所得的电解锌质量较高,无须精炼。火法炼得的粗锌还要用蒸馏法精炼。

对于难以分选的硫化铅锌混合矿石,一般采用同时产出铅和锌的密闭鼓风炉熔炼。对于极难分选的氧化铅锌矿石,我国采用烧结或制团以后,在鼓风炉熔炼时得到粗铅和含铅锌的熔融炉渣;炉渣进一步通过烟化法处理得到氧化锌产物,再用湿法炼锌得到电解锌。此外,也可用回转窑直接烟化获得氧化锌。

11.1.7.4 铅锌矿床工业指标

1. 铅锌矿床一般参考工业指标

铅锌矿床一般参考工业指标,见表1-11-42。

硫化铅锌矿石工业类型划分表

表 1-11-41

矿石类型	选矿方法	更类名称	矿物成分	结构构造	典型实例
简单硫化矿石	(简单) 浮选	铅矿石 锌矿石 铅锌矿石 铜铅矿石 铅锌铜矿石	矿石矿物: 黄铁矿、闪锌矿、方铅矿, 其次为黄铜矿、磁黄铁矿 脉石矿物: 以方解石、石英为主, 其次为白云石、重晶石、萤石、透辉石等	以自形—它形晶粒结构、块状、浸染状、条带状构造为主, 单体分离一般较好	桃安 金顶、厂坝、桃林、大梁子、富乐厂、东升庙、高板河、凡口、水口山等
多金属矿石	(复杂) 浮选	铅锌铜硫矿石 铜锌矿石 铜锌硫矿石 铅锌白铜矿石	矿石矿物: 以方铅矿、闪锌矿、黄(白)铁矿、黄铜矿、黑铜矿、辉铜矿、斑铜矿、白铜矿为主, 其次为磁铁矿、磁黄铁矿、毒砂、菱铁矿 脉石矿物: 以石英、方解石为主, 次为长石、云母、重晶石、石榴子石、透辉石、白云石、萤石等	主要为自形—它形晶粒结构, 浸染状构造为主	小铁山 弓棚子 炭窑口 铅厂
含铁锰多金属矿石	浮选加磁选	铜铅锌硫矿石 铁锌矿石 铁锰铅矿石	矿石矿物: 以方铅矿、闪锌矿、磁铁矿、黄铁矿、菱铁矿、磁黄铁矿为主, 次为黄铜矿、毒砂 脉石矿物主要为石英、方解石、砂卡岩矿物, 次为白云石、重晶石	以自形—它形晶粒结构为主, 块状、浸染状构造, 但分布较复杂	栖霞山、二股、曲里、冯家山等
含铜锡多金属矿石	重浮磁选	铜铅锌矿石 铜锡铅锌铜矿石	矿石矿物: 以方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、黑铜矿、锡石、锑铁铈矿、红铜矿为主, 其次为磁铁矿、黄铁矿、毒砂、磁黄铁矿 脉石矿物主要为石英、云母、其次为重晶石、天青石、方解石、萤石等	主要为自形—它形粒状结构, 浸染状构造	华阳川、铜板坑等
含铜成金多金属矿石	重选加浮选	铜铅锌锡矿石 金铅矿石	矿石矿物以锡石、闪锌矿、方铅矿、硫铜铅矿、脆硫铜铅矿、自然金为主, 其次为黄铁矿、黄铜矿、毒砂 脉石矿物主要为石英、方解石	自形—它形、粒状、条带状构造为主, 其次为文象、乳浊、压碎结构、块状、条带状、浸染状构造	大厂、文略等

铅锌矿床一般参考工业指标表

表 1-11-42

矿石类型		边界品位 (%)	最低工业品位 (%)	评价品位 (%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	备 注
硫化矿	Pb	0.3~0.5	0.7~1.0	Pb+Zn	1~2	2~4	边界品位应用于单个 样品 最低工业品位应用于 工程中样品段 评价品位应用于矿区 或矿段
	Zn	0.5~1.0	1.0~2.0	4~5			
混合矿	Pb	0.5~0.7	1.0~1.5	Pb+Zn	1~2	2~4	
	Zn	0.8~1.5	2.0~3.0	6~8			
氧化矿	Pb	0.5~1.0	1.5~2.0	Pb+Zn	1~2	2~4	
	Zn	1.5~2.0	3.0~6.0	8~10			

2. 铅锌矿床工业指标实例

(1) 铅锌硫化矿工业指标实例, 见表 1-11-43。

(2) 铅锌混合矿工业指标实例, 见表 1-11-44。

(3) 铅锌氧化矿工业指标实例, 见表 1-11-45。

3. 铅锌矿床伴生有益组分综合评价指标

铅锌矿床伴生有益组分综合评价指标, 见表 1-11-46。

铅锌硫化矿工业指标实例表

表 1-11-43

矿床类型	矿区名称	Pb(%)		Zn(%)		Cu(%)		S(%)		可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	备注
		边界品位	工业品位	边界品位	工业品位	边界品位	工业品位	边界品位	工业品位			
变质岩中的铅锌矿床	锡铁山铅锌矿	0.5	0.7	0.8	1.2					1	2	筹建
火山沉积岩中的铅锌矿床	小铁山铅锌矿	0.5	0.7	0.7	1.2	0.3	0.5	8.0	15.0	1	2	已开发
砂岩型铅锌矿床	连南铅锌矿	0.3	0.5	0.5	1.0	0.5	1.0			1.2	2	已开发
	桓仁铅锌矿	0.3	0.6	0.4	0.8	0.2				0.7		已开发
接触交代型铅锌矿床	黄沙坪铅锌矿	0.5	0.7	1.0	1.0					1.2	2	已开发
	水口山铅锌矿	0.5	0.7	0.8	1.0				8.0	1	4	已开发
石灰岩中的交代铅锌矿床	凡口铅锌矿	0.8	1.0	1.0	1.5					1	2	已开发
	关门山铅锌矿	0.5	1.0	0.7	2.0					1	2	已开发
层控型铅锌矿床	金顶铅锌矿	0.3	1.5	0.8	3.0					1~1.5	3~4	筹建
	厂坝铅锌矿	0.5	0.7	0.8	1.2					1	2	筹建
	栖霞山铅锌矿	0.5	1.0	0.8	1.0			8.0	12.0	1	2	筹建
充填型脉状铅锌矿床	桃林铅锌矿	0.5	0.7	1.0	1.0					1.2	2.0	已开发
	姚安铅锌矿	0.5	0.7~2							1	3~5	未开发
	青城子铅锌矿	0.5	0.7	1.0	1.0					1	2	已开发

铅锌混合矿工业指标实例表

表 1-11-44

矿区名称	Pb (%)		Zn (%)		可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
	边界品位	工业品位	边界品位	工业品位		
金沙铅锌矿	0.5	1.0	1.0	2.0	1	2
厂坝铅锌矿	0.5	0.7	0.8	1.2	1	2
秘什布拉克铅锌矿	0.5	0.8	1.5	2.4	1	2
沙里塔什铅锌矿	0.5	0.8	1.5	1.7	1	2

铅锌氧化矿工业指标实例表

表 1-11-45

矿 区 名 称	Pb (%)		Zn (%)		可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
	边界品位	工业品位	边界品位	工业品位		
大寨子铅锌矿	0.5	1.0	1.0	3.0	0.8~1.2	2
金顶铅锌矿	1.30	3.0	2.0	6.0	1~1.5	3~4
翻顶铅锌矿	0.5	0.7	2.0	8.0	1	2
凡口铅锌矿	1.0	2.0	2.0	8.0	1	2
厂坝铅锌矿	0.7	1.0	1.0	2.0	1	2
锡铁山铅锌矿	0.5	1.0	1.0	3.0	1	3

铅锌矿床伴生有益组分综合评价参考指标表

表 1-11-46

伴 生 组 份	Cu	S	WO ₃	Sn	Mo	Bi	Sb	CaF ₂	As	Cd
品 位 (%)	0.06	4.0	0.06	0.08	0.02	0.02	0.4	5.0	0.2	0.01
伴 生 组 份	In	Ag	Au	Ga	Ge	Se	Te	Tl	Hg	U
品 位 (%)	0.001	2(g/t)	0.1(g/t)	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	0.005	0.02

11.1.7.5 铅锌矿产品质量要求

各种铅锌矿产品精矿的主要质量要求见表 1-11-47 至表 1-11-52。

铅精矿产品的主要质量要求表 (YB113-82)

表 1-11-47

品 级	Pb 不小于 (%)	杂 质 不 大 于 (%)				
		Cu	Zn	As	MgO	Al ₂ O ₃
一	70	1.5	5	0.3	2	4
二	65	1.5	5	0.35	2	4
三	60	1.5	5	0.40	2	4
四	55	2.0	6	0.50	2	4
五	50	2.0	7	协议	2	4
六	45	2.5	8	协议	2	4
七	40	3.0	9	协议	2	4

注：铅精矿中金、银、铋为有价元素，应提出分析数据（如在精矿中 Au > 1 g/t、Ag > 20 g/t 即开始计价）。

锌精矿的主要质量要求 (YB114-82)

表 1-11-48

品 级	Zn 不小于 (%)	杂 质 不 大 于 (%)					
		Cu	Pb	Fe	As	SiO ₂	F
一	59	0.8	1.0	6	0.2	3.0	0.2
二	57	0.8	1.0	6	0.2	3.5	0.2
三	55	0.8	1.0	6	0.2	4.0	0.2
四	53	0.8	1.0	7	0.3	4.5	0.2
五	50	1.0	1.5	8	0.4	5.0	0.2
六	48	1.0	1.5	13	0.5	5.5	0.2
七	45	1.5	2.0	14	协议	6.0	0.2
八	43	1.5	2.5	15	协议	6.5	0.2
九	40	2.0	3.0	16	协议	7.0	0.2

铅锌混合精矿的一般质量要求

表 1-11-49

精矿品位(%)		35	33	30	28	25	23	20	17	15	12	10	8
每吨金属含量	Pb							2.56	2.50	2.46	2.34	2.2	2.0
价值(A元)	Zn	1.50	1.46	1.40	1.34	1.3	1.2	1.1	1.0				

注: (1) 表中所列精矿品位与价格, 为混合精矿中铅或锌具有一定品位时的相应价格。如铅品位 12%、锌品位 28%, 则每吨纯金属铅为 2.34A 元, 锌金属每吨为 1.34A 元, A 为每吨金属含量单价。
(2) 该标准为某冶炼厂与某铅锌矿山协商制定的。

铅锡混合精矿的一般质量要求表

表 1-11-50

混合精矿品位 (%)		每吨度金属价格 (元)		备 注
Pb	Sb	Pb	Sb	(1) 某矿务局暂定质量要求
24.6	18.4	0.021A	0.0094A	(2) 每吨金属含量单价(A)

铅锡混合精矿的一般质量要求表

表 1-11-51

等 级	主要成分不少于 (%)		杂质不大于 (%)		备 注
	Sb	Pb	S	AS	
一	20	20	2.0	1.0	某市冶金局制定的质量要求, 限于该区的锡铅混合精矿使用
二	15	25	2.5	1.0	
三	10	30	2.5	1.0	
四	6	35	2.5	1.0	

氧化铅精矿的一般质量要求表

表 1-11-52

等 级	Pb不少于 (%)	杂 质 不 大 于 (%)			备 注
		S	As	Zn	
一	45	2.0	0.5	10	1. 当氧化铅精矿含As>1%时, 每增加 1% 则每吨纯金属扣价0.04A元 2. 此系某冶金局建议的标准
二	40	2.5	1.0	10	
三	35	2.5	1.0	10	

11.1.8 钨 铋 矿

11.1.8.1 钨铋的性质和用途

1. 钨铋的物理和化学性质

钨是一种银白色金属, 密度 $19.3\text{g}/\text{cm}^3$ 、熔点 $3400\pm 20^\circ\text{C}$ 、沸点 $5900^\circ\text{C}\pm$ 。具有很高的硬度、强度和耐磨性。直径为 0.002mm 的钨丝的强度为 $4.4\times 10^8\text{Pa}$ 。钨在高温下的抗张强度超过任何金属。钨还具有良好的导电、导热性, 膨胀系数在 $0\sim 500^\circ\text{C}$ 时仅为 4.98×10^{-6} 。常温下, 钨在空气中不氧化, 但可迅速溶解于氢氟酸和浓硝酸的混合酸中, 不与碱溶液起作用。

铋是一种微显红色的金属, 性脆, 熔点为 271°C 。铋与铅、锡、铜、汞的合金在很低的温度下便能熔化。

2. 钨铋的用途

钨主要用于生产硬质合金作金属切削工具; 钨的加工材为电气、电子、原子能和宇航工业不可缺少的材料; 特殊钨合金被广泛用于宇航工业、飞机制造工业及军工部门; 钨基触头合金, 广泛用于超高压触头材料及火箭的喷管材料; 钨的特种钢, 用于制造高速钢、热作工具钢和耐热合金钢等。白钨的化合物则用于颜料、油漆、橡胶、纺织、石油、化工等方面。钨不仅是一种重要的工业原料, 还是一种战略金属, 因此, 在国民经济中占有极其重要的地位。

铋在工业上的需要量不大, 但用途较多。可用于飞机雷达设备零件的制造及冶炼各种易熔合金。在医药上可制收敛剂及消炎药和制作有色玻璃等。铋盐用作制造丙烯腈的催化剂。

11.1.8.2 钨铋的主要矿物及其特征

目前已发现的钨矿物有20余种, 铋矿物有50余种。钨的主要工业矿物为黑钨矿和白钨矿。铋的主要工业矿物为辉铋矿。钨、铋主要矿物及其特征详见表 1-11-53。

11.1.8.3 钨铋矿石类型和加工方法

1. 钨铋矿石类型

根据钨铋矿石的氧化程度划分为氧化矿石和原生矿石。但钨、铋矿床氧化带一般不发育, 实际很少作这样的划分。

根据矿石中矿物组合的不同, 可划分出不同的矿石类型, 如黑钨矿石; 白钨矿石; 辉

钨、铋主要矿物及其特征表

表 1-11-53

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm^3)	磁性	含量(%)	
						WO ₃	Bi
钨锰铁矿(黑钨矿)	(Mn·Fe)WO ₄	褐黑至黑色	4~5.5	7.1~7.5	弱	76.40	
钨锰矿	MnWO ₄	淡红、浅紫、褐黑色	5~5.5	6.7~7.3		76.58	
钨铁矿	FeWO ₄	黑色	4~4.5	7.079~7.6		76.35	
钨酸钙矿(白钨矿)	CaWO ₄	黄、褐、绿、淡红	4.5~5	5.9~6.2	非磁性	80.60	
钨华	WO ₃ ·(OH) ₂	亮黄、姜黄、金黄、 绿黄至深橙黄色	2.5~3	5.5		86.20	
自然铋	Bi	银白色、微带浅黄、 浅红、锡色	2~2.5	9.7~9.83	逆磁性		95.9~99.9
辉铋矿	Bi ₂ S ₃	锡白色	2~2.5	6.4~6.8			81.3
泡铋矿	2Bi ₂ O ₃ ·CO ₂ ·H ₂ O	白、绿、黄及淡黄、灰	4~4.5	6.9~7.7			87
铋华	Bi ₂ O ₃ ·NH ₃ O	淡黄—黄，浅绿— 橄榄绿或黄绿至绿黄 色	4.5(土状 结合体1 ~2)	9.41(土状 结合体4.36)			89.68

铋矿-辉铋矿-黑钨矿石；辉铋矿-白钨矿石；石英-黑钨矿-辉铋矿石；石英-黑钨矿-硫化物矿石；白钨矿-辉铋矿；自然铋-石英矿石等。

根据围岩种类，脉石成份的不同，钨铋矿石划分为石英岩矿石；花岗岩矿石；砂页岩矿石；砂卡岩矿石等。

2. 钨铋矿石加工方法

1) 钨、铋矿石选矿方法

钨矿石需经选矿富集，再经冶炼以获得钨金属。当前，我国钨精矿的生产，主要取自黑钨矿石，其次为白钨矿石。我国钨的主要选矿方法有手选、重介质选、重选、浮选、磁选和电选。黑钨矿适于重选，白钨矿适于浮选。

铋作为钨、锡或其它金属矿床的伴生组份，随矿石中主要组分经选矿富集后，再分选而得铋精矿。

2) 钨、铋冶炼方法

钨的冶炼分三个阶段进行。即生产纯钨的三氧化物(WO₃)，经还原生产钨粉，再加工生产钨条、钨丝等。生产三氧化钨的方法，黑钨矿宜用碱法，白钨矿用酸法或碱法均可，还原生产钨粉的方法，有氢还原法和碳还原法(仅用于生产供硬质合金用的钨粉)。钨条的生产采用粉末冶金法。

铋的冶炼与其它硫化金属矿物的冶炼方法相近似，可用火法冶炼。

11.1.8.4 钨铋矿床工业指标

1. 钨铋矿床一般参考工业指标

(1) 钨铋矿床一般参考工业指标，见表 1-11-54。

钨矿床一般参考工业指标表

表 1-11-54

矿床类型	边界品位 (WO ₃ %)	边界米百分值 (m·%)	最低工业品位 (WO ₃ %)	最低工业米百分值 (m·%)	用米百分值的厚度(m)	最低可采厚度(m)	夹石剔除厚度(m)
石英大脉型	0.08~0.10	0.064~0.08	0.12~0.15	0.096~0.12	<0.8	—	—
石英细脉带型	0.10	—	0.15~0.20	—	—	1~2	3
石英细脉浸染型	0.10	—	0.15~0.20	—	—	1~2	2~5
层控型	0.10	—	0.15~0.20	—	—	0.8~2.0	2~3
砂卡岩型	0.08~0.10	—	0.15~0.20	—	—	1~2	3

注：1. 石英大脉型最低工业品位系指块段而言，其余均为单工程；

2. 上列指标适用于地下开采矿床。

(2) 铋的单独矿床很少，多数与一些有色金属矿床共生，因此大多作为伴生组份加以回收利用。作为独立铋矿床时，其最低工业品位的一般要求为铋0.5%，其它指标同钨、锡、铜等矿床。当这些矿床的矿石中，含铋0.05~0.1%（手选）或0.1~0.2%（机选）时，可作多金属矿床考虑。

2. 钨铋矿床工业指标实例

我国钨铋矿床工业指标实例，见表 1-11-55。

钨铋矿床工业指标实例表

表 1-11-55

矿区名称	矿床类型	边界品位 (WO ₃ %)	最低工业品位 (WO ₃ %)	边界米百分值 (m·%)	最低工业米百分值 (m·%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	米百分值应用范围 (脉幅厚度m)	备注
大吉山钨矿	石英大脉型	0.03	0.12 (块段)	0.05	0.08	—	—	<0.8	
源矿钨矿	石英细脉型	0.13 (WO ₃ +0.6Sn)	0.17 (WO ₃ +0.6Sn) (块段)	—	—	2	3	—	
行洛坑钨矿	石英细脉浸染型	0.10 (WO ₃ +0.56Mo)	0.15 (WO ₃ +0.56Mo) (块段)	—	—	2	5	—	
沃溪钨矿	层控型	WO ₃ 0.12 Au 1.5(g/t) Sb 0.8	WO ₃ 0.2 Au 3(g/t) Sb 1.5 (块段)	—	—	0.6		—	矿山目前使用指标
瑞岗仙钨矿	砂卡岩型	0.05	0.1 (白钨、单工程)	—	—	1	3	—	
梅竹园钨矿	砂卡岩型	Bi0.04	Bi0.07	—	—	2	4	—	铋钨共生

3. 钨矿伴生有益组分综合评价参考指标

钨矿伴生有益组分综合评价参考指标，见表 1-11-56。

钨矿伴生有益组分综合评价参考指标表

表 1-11-56

元素(或氧化物)	Cu	Zn	Pb	Sn	Mo	Bi	Sb	Co	BeO	LiO ₂
含量(%)	0.05	0.5	0.2~0.3	0.03	0.01	0.03	0.5	0.01	0.03	0.3

元素(或氧化物)	Ta ₂ O ₅	Nb ₂ O ₅	TR ₂ O ₃	S						
含量(%)	0.01	0.03	0.03	2						

注: 1. 钨矿石中的Au、Ag、Ga、Ge、Cd、In、Sc等综合回收要求, 上表未予列出。

2. Ta₂O₅和Nb₂O₅是指呈单矿物中的含量。

11.1.8.5 钨铋精矿产品质量要求

(1) 钨精矿的主要质量要求, 见表 1-11-57、1-11-58。

钨精矿一、二级品主要质量要求表 (GB2825-81)

表 1-11-57

品 种	WO ₃	杂 质 含 量, 不 大 于 (%)									用 途 举 例
	不小于 (%)	S	P	As	Mo	Ca	Cu	Sn	Mn	SiO ₂	
黑钨一级 I 类	65	0.7	0.05	0.15	—	5.0	0.13	0.20	—	7.0	钨 铁
黑钨一级 II 类	66	0.7	0.10	0.10	0.05	3.0	0.25	0.20	—	5.0	硬质合金、触媒、钨材
黑钨一级 III 类	65	0.8	0.22	P + As	0.05	1.0	0.35	0.40	—	3.8	钨材、钨丝、硬质合金、触媒
黑钨二级	65	0.8	—	0.20	—	5.0	—	0.40	—	—	
白钨一级 I 类	65	0.7	0.05	0.15	—	—	0.13	0.20	1.0	7.0	钨铁、硬质合金
白钨一级 II 类	65	0.7	0.10	0.10	0.05	—	0.25	0.20	1.0	5.0	钨材、钨丝、硬质合金、触媒
白钨一级 III 类	65	0.8	0.05	0.20	0.05	—	0.20	0.20	1.0	5.0	钨材、钨丝、硬质合金、触媒
白钨 I 级	65	0.3	—	0.20	—	—	—	0.4	1.5	—	

(2) 铋精矿的主要质量要求, 见表 1-11-59。

11.1.9 锡 矿

11.1.9.1 锡的性质和用途

1. 锡的物理和化学性质

锡在常温下为银白色金属, 质软(硬度3.75), 密度7.31g/cm³, 易溶(熔点231.968℃), 沸点2270℃。锡具有很好的展性, 易轧制成极薄之锡箔, 但延性很差, 不能拉成细丝。

锡的化学性质稳定, 锡盐无毒。随温度变化, 锡有三种同质异相体, 其物理性质见表 1-11-60。

2. 锡的用途

锡在冶金、机械、轻工、化工、食品、卫生、电子、国防等国民经济部门有广泛的用

锡精矿特级品主要质量要求表

表 1-17-58

品 种	WO ₃	杂 质 含 量 不 大 于 (%)														用途举例
	不小于 (%)	S	P	As	Mo	Ca	Mn	Cu	Sn	SiO ₂	Fe	Sb	Bi	Pb	Zn	
黑 锡 特— I — 3	70	0.2	0.02	0.06	—	3.0	—	0.04	0.08	4.0	—	0.04	0.04	0.04	—	优质锡铁
黑 锡 特— I — 2	70	0.4	0.03	0.08	—	4.0	—	0.05	0.10	5.0	—	0.05	0.05	0.05	—	
黑 锡 特— I — 1	68	0.5	0.04	0.10	—	5.0	—	0.06	0.15	7.0	—	0.10	0.10	0.10	—	
黑 锡 特— I — 3	70	0.4	0.03	0.05	0.010	0.3	—	0.15	0.10	3.0	—	—	—	—	—	优质锡制品。 特纯、化纯、 三氧化锡、仲 锡酸、锡材、 锡丝等。
黑 锡 特— I — 2	70	0.5	0.05	0.07	0.015	0.4	—	0.20	0.15	3.0	—	—	—	—	—	
黑 锡 特— I — 1	68	0.6	0.10	0.10	0.020	0.5	—	0.25	0.20	3.0	—	—	—	—	—	
白 锡 特— I — 3	72	0.2	0.03	0.02	—	—	0.3	0.01	0.01	1.0	—	—	0.02	0.01	0.02	合金钢(直 接炼钢)、优 质锡铁
白 锡 特— I — 2	70	0.3	0.03	0.03	—	—	0.4	0.02	0.02	1.5	—	—	0.03	0.02	0.03	
白 锡 特— I — 1	70	0.4	0.03	0.03	—	—	0.5	0.03	0.03	2.0	—	—	0.03	0.03	0.03	
白 锡 特— I — 3	72	0.4	0.03	0.05	0.010	—	0.3	0.15	0.10	2.0	2.0	0.1	—	—	—	优质锡制 品。特纯、化 纯三氧化锡、 仲锡酸、锡 材、锡丝等。
白 锡 特— I — 2	70	0.5	0.05	0.07	0.015	—	0.4	0.20	0.15	3.0	2.0	0.1	—	—	—	
白 锡 特— I — 1	70	0.6	0.10	0.10	0.020	—	0.5	0.25	0.20	3.0	3.0	0.2	—	—	—	

锡精矿的主要质量要求(YB498—82)

表 1-17-59

等 级	Bi含量不小于(%)	杂 质 含 量, 不 大 于 (%)		
		As	SiO ₂	WO ₃
一 级 品	60	0.5 1.0(系指氧锡 中砷的含量)	2	3
二 级 品	50	1.0	3	3
三 级 品	40	1.0	4	3
四 级 品	35	1.5	4	3
五 级 品	30	1.5	5	3
六 级 品	25	2.0	8	3
七 级 品	20	3.0	9	4
八 级 品	15	不限	10	4

途。

纯锡主要用来制造马口铁及锡箔, 亦可用于各种器皿镀锡。锡可与铜、铅、镍、铝等金属制成合金, 如巴比特合金、焊锡、青铜、活字合金、轴承合金和特种合金(如原子能工业中的铅基合金)等。锡还可用于珐琅、印染、玻璃、电镀等工业中。

锡金属的三种同质异相体物理性质表

表 1-11-60

名 称	晶 系	密度(g/cm ³)	硬度(f)	熔点(℃)	固态稳定温度(℃)
β-锡(白锡)	正 方	温度20℃时 7.298	3.75	2270	13.2~161
α-锡(灰锡)	等 轴	温度15℃时 5.85	5.52		低于18
γ-锡(脆锡)	斜 方	6.56		2250	高于161

11.1.9.2 锡的主要矿物及其特征

已知锡矿物近50种,分属于自然元素、金属互化物、氧化物、氢氧化物、硫化物、硫酸盐、硼酸盐等类。主要工业矿物为锡石,占矿石中提取锡金属的95%以上,其次有黄锡矿、圆柱锡矿、硫锡铅矿、辉锡锡铅矿等11种,其特征详见表1-11-61。

锡的主要矿物及其特征表

表 1-11-61

矿物名称	化 学 分 子 式	颜 色	硬 度	密度(g/cm ³)	Sn含量(%)
锡 石	SnO ₂	褐色至黑色, 沥青色	6~7	6.8~7.0	78.8
黄 锡 矿	Cu ₂ FeSnS ₄	钢灰至微橄榄绿	3~4	4.3~4.52	27.01
圆柱锡矿	Sb ₂ Sn ₄ Pb ₂ S ₁₄	黑 色	2.5	5.46	26.63
黑硫锡矿	Ag ₂ SnS ₄	黑蓝色, 新鲜面带浅红色	2.5	6.27	6.94
辉锡锡铅矿	Pb ₂ Sn ₃ Sb ₂ S ₁₄	浅灰黑色	1~2	5.88~5.92	17.09
硫锡铅矿	PbSnS ₂	铅灰色至铁黑色	1.5~2	6.39	30.51
硫锡矿	SnS	黑 色	2.5~3.5	5.2	78.8
硅钙锡矿	H ₁₂ CaSnSi ₃ O ₁₁		6	3.19	44.5
硼钙锡矿	CaSn(BO ₃) ₂	硫黄柠檬黄色及酒黄	5.5~6	4.2	54.5(SnO ₂)
钽锡矿	Sn(Ta, Nb) ₂ O ₇	褐色, 风化后变成红色	5.5~6	6.8~7.9	26.13(SnO ₂)
硅锡矿	3SnSiO ₄ ·2SnO ₂ ·4H ₂ O		5	4	48.36~56.65

11.1.9.3 锡矿石类型和加工方法

1. 锡矿石类型

1) 锡矿石自然类型

锡矿石的自然类型比较复杂,按照矿石矿物组合特征可划分为锡石云英岩型、锡石绿泥石型、锡石电气石型、含锡硫化物型、硫化物网脉型、含锡褐铁矿型、含锡磁铁矿型、简单砂卡岩、复杂砂卡岩型、含锡白云岩型、含锡花岗岩型等。

按矿石结构构造分为致密块状矿石、土状矿石、浸染状矿石、碎块状矿石等。

2) 锡矿石工业类型

按矿物组合分为:锡石-石英型矿石、锡石-硫化物型矿石、锡石-磁铁矿型矿石、锡石-砂卡岩型矿石。

按共生硫化物的氧化率分为:硫化矿石、混合矿石、氧化矿石。

按主要有用元素组合分为:锡矿石、锡铅矿石、锡钨矿石、锡铋矿石、锡钼矿石、锡

铁矿石、锡铜矿石等。

按矿石化学性质划分的工业类型见表 1-11-62。

按化学性质划分的锡矿石工业类型

表 1-11-62

矿 石 类 型	酸 度 指 标 (%)		选 矿 性 能
	SiO ₂	(Fe+S)-0.78O ₂	
酸性矿石	>75%	<5	极易选
偏酸性矿石	75~60	5~10	易 选
中性矿石	60~45	10~15	中 等
偏碱性矿石	45~30	15~20	难 选
碱性矿石	<30	>20	很难选

2. 锡矿石加工方法

1) 选矿方法

除锡品位大于40%以上的低杂质富矿石可以不经选矿直接冶炼外, 其它锡矿石一般需经过选矿之后再行冶炼。

锡矿石的选矿方法一般以重选为主、浮选为辅。原则上粗颗粒锡石采用重选, 细颗粒锡石采用浮选。对有用矿物共生复杂的矿石采用重、磁、浮、电联合工艺。当用各种选矿工艺都难于获得合格精矿产品时, 亦可将含锡5~10%的极难选的中矿或极难选原生矿(含锡大于5%)进行烟化等选冶联合流程处理。

目前我国在细粒级锡石回收方面, 回收下限已扩展到19 μ , 回收率可达40~50%。

2) 冶炼方法

锡的冶炼方法一般以火法为主, 湿法为辅。选择何种冶炼方法取决于精矿(或矿石)的物质成分及其含量。一般锡的冶炼包括炼前处理、还原熔炼和粗锡精炼等主要过程。

炼前处理是为了除去对冶炼有害的硫、砷、锑、铅、铋、铁、钙、钼、铈等杂质, 同时达到综合回收各种有用金属的目的。炼前处理的方法包括精选、焙烧和浸出等作业。我国某些含铅、铋、铁高的锡精矿也可不经炼前处理。

还原熔炼主要是使氧化锡还原成粗锡, 同时将铁的氧化物还原成FeO并与脉石成分造渣。而后, 对含锡较高的富渣还必须进一步处理。

炼渣用烟化炉挥发方法, 以减低废渣含锡量, 提高金属回收率。

粗锡精炼用火法和电解, 目的是除去铁、铜、砷、锑、铅、铋和银等杂质, 同时综合回收有用金属。

11.1.9.4 锡矿床工业指标

1. 锡矿床一般参考工业指标

目前我国锡矿床一般参考工业指标, 见表 1-11-63。

2. 锡矿床工业指标实例

我国各类锡矿床工业指标实例见表 1-11-64。

锡矿床一般参考工业指标

表 1-11-63

矿床类型	边界品位 Sn(%)	工业品位 Sn(%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	备 注
原生锡矿床	0.1~0.2	0.2~0.4	0.8~1	2	地下开采的原生锡矿，厚度小于0.8m时应考虑用m%指标
砂锡矿床	用化学分析法确定品位(锡石中锡)	0.02	0.04	0.5	2
	用重砂淘洗法确定锡品位(锡石纯度Sn>60%)	锡石 100~150 (g/m ³)	锡石 200~300 (g/m ³)	0.5	2

注：使用上表中原生锡矿指标时应注意：

1. 指标系以全锡计算，适用以锡石为主的矿床。
2. 当矿石中胶态锡、硫化锡占一定比例时(>10%)，要提高指标。
3. 以胶态锡、硫化锡为主的矿石，要按采、选、冶技术经济条件另行制订指标。
4. 低于工业品位，高于边界品位的矿石列入平衡表外储量。
5. 对有特殊情况的矿床，可根据具体需要，提出补充指标。如露天开采的最大剥离系数；氧化矿石的氧化率，含矿系数等。

锡矿床工业指标实列表

表 1-11-64

矿区实例	边界品位 Sn(%)	工业品位(%) Sn(%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	备 注
个旧锡铜多金属矿	脉 矿	0.1	0.2	0.8	2.0
	细脉带	0.1	0.2	1.0	2.0~5.0
大厂锡石硫化物多金属矿床	脉状矿	≥0.15	≥0.2	0.7	2.0
	细脉带	≥0.15	≥0.3	1.0	2.0
	锡石褐铁矿	0.05	0.1	1.0	3.0
鲁家堡锡石硫化物多金属矿床	≥0.15	≥0.3	1.0	2.0	米百分值0.3%
铜街砂卡岩锡石多金属矿床	单锡矿体	≥0.15	≥0.4	1.0	3.0
	锡铜共生矿体	≥0.15	≥0.2	1.0	2.0
九毛锡石—硫化物多金属矿床	0.1	0.2	0.8	2.0	米百分值0.16%
牛泉坡砂锡矿床	0.05	0.1	1.0	≥2.0	
白面山深埋砂锡矿床	100(g/m ³)	单工程200(g/m ³) 块 段400(g/m ³)	1.0	6.0	矿床埋深大 表土平均厚 21.63m,最大 82m

11.1.9.5 锡矿伴生有益组分综合评价参考指标

在自然界中很少存在单一的锡矿床，绝大部分锡矿床都有两种以上共、伴生有益组分，一般常见的有铜、铅、锌、锑、铋、钨、钼、铁、锰、硫、萤石及稀有分散元素等。

其一般综合评价参考指标见表 1-11-65。

在我国已开采的锡矿区中,伴生组分在选冶过程中得到了不同程度的回收利用。如榉树脚、锡山锡矿已回收的伴生组分见表 1-11-66。

锡矿床伴生组分综合评价参考指标

表 1-11-65

元 素	Cu	Pb	Zn	Fe	Bi	WO ₃	Mn
含量(%)	0.1~0.2	>0.5	>0.8	15~20	0.01	0.01~0.02	>4

注:表中铜、铅、锌、钼均指硫化矿物,钨为黑钨矿、铁为磁铁矿、锰为氧化锰矿中的元素。

锡矿伴生组分回收实例表

表 1-11-66

矿区名称	矿床类型	伴生组分含量(%)						伴生组分选矿回收率(%)					
		Cu	Pb	Zn	WO ₃	Bi	S	Cu	Pb	Zn	WO ₃	Bi	S
锡山锡矿	锡石-黑钨 矿石英脉	0.84	0.72	2.61	0.81	—	—	33.5	45.6	—	70	—	—
松榉脚锡矿	锡石-硫化 矿物床	0.383	—	—	0.008	0.053	7.71	73.79	—	—	73.79	3.35	71.62
		~ 0.446	—	—	~ 0.091	~ 0.06	~ 10.73	~ 79.03	—	—	~ 79.03	~ 4.13	~ 87.33

11.1.9.6 锡精矿产品质量要求

锡精矿产品按化学成分将供炼锡用的精矿分为二类八个品级,以干矿品位计算,具体要求见表 1-11-67。

11.1.10 钼 矿

11.1.10.1 钼的性质和用途

1. 钼的物理和化学性质

钼属于高熔点稀有金属,具有银灰色光泽,钼粉呈暗灰色。钼的密度 $10.2\text{g}/\text{cm}^3$,熔点 2615°C ,沸点 4610°C 。由于钼的耐腐蚀性强,因此许多耐蚀合金中都含有钼。钼在 400°C 以下的空气中很稳定,但高于 700°C 时则与氧激烈反应。

2. 钼的主要用途

钼是提高钢的强度、韧性和抗蚀性最好的合金添加元素之一。含钼钢被广泛用作高速钢、工具钢、不锈钢和特种钢。钼作合金钢用量占钼总用量的80%以上。

钼在电子工业中用于制作真空管,特别是用于重载荷下承受剧烈加热的大型电极和栅极的制造,还用于制作放大器、发射管、高压整流器及气体放射管中的各种部件。

在航空工业方面,钼主要用作耐高温($1000\sim 1650^\circ\text{C}$)的部件,如飞机的喷气发动机的燃气轮叶片、导向叶片、喷嘴、鼻锥、冲压发动机喷管、火焰导向器及燃烧室等。在宇宙飞船上用钼作蒙皮、喷管、火焰挡板、翼面及导向叶片等。

在原子能工业方面,钼的中子吸收截面小、有持久强度、具有对燃料的稳定性能和抵抗液体金属的腐蚀等特性,故钼合金被用作气体冷却反应堆的燃料包套及释热元件。

锡精矿产品的主要质量要求 (YB736-82)

表 1-11-67

类别	品级	Sn 不小于 (%)	杂质不大于 (%)					
			S	As	Bi	Zn	Sb	Fe
一 类	一 级	65	0.4	0.3	0.10	0.4	0.2	5
	二 级	60	0.5	0.4	0.10	0.5	0.3	7
	三 级	55	0.6	0.5	0.15	0.6	0.4	9
	四 级	50	0.8	0.6	0.15	0.7	0.4	12
	五 级	45	1.0	0.7	0.20	0.8	0.5	15
	六 级	40	1.2	0.8	0.20	0.9	0.6	16
	七 级	35	1.5	1.0	0.30	1.0	0.7	17
	八 级	30	1.5	1.0	0.30	1.0	0.8	18
二 类	一 级	65	1.0	0.4	0.40	0.8	0.4	5
	二 级	60	1.5	0.50	0.50	0.9	0.5	7
	三 级	55	2.0	1.0	0.60	1.0	0.6	9
	四 级	50	2.5	1.5	0.8	1.2	0.7	12
	五 级	45	3.0	2.0	1.0	1.4	0.8	15
	六 级	40	3.5	2.5	1.2	1.6	0.9	16
	七 级	35	4.0	3.5	1.4	1.8	1.0	17
	八 级	30	5.0	4.0	1.5	2.0	1.2	18

注：1. 一类是直接入炉锡精矿产品，二类是冶炼前需经过加工处理的锡精矿产品；

2. 锡精矿中铅、铋为有价元素；

3. 自产自用锡精矿产品，可自订企业标准执行。

在化学工业方面，含钼不锈钢具有高的抗蚀能力，广泛用作耐蚀设备；钼的化合物用作催化剂、防锈剂、润滑剂、颜料及防火织物等；玻璃工业上用钼代替铂作电极及搅拌器等。

另外，用易溶解的钼酸盐作农业肥料，可助长植物生长；用金属钼制作的高温电炉工作温度可达1200~1700℃；用钼金属筛作液体金属的过滤器，可得到更为纯净的金属。

11.1.10.2 钼的主要矿物及其特征

目前已知含钼矿物有30余种，其中具有工业利用价值的主要为辉钼矿，其次为铁钼华、钼酸钙矿、彩钼铅矿等。钼的主要矿物及其特征见表 1-11-68。

11.1.10.3 钼矿石类型和加工方法

1. 钼矿石类型

按钼矿石中的不同有用组分，可划分为单钼矿石、钼铜矿石、钼钨矿石、钼铁矿石。

按钼矿石氧化率的不同，即氧化钼中的钼含量与全钼含量之比可划分为：

钼的主要矿物及其特征表

表 1-11-68

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	Mo含量 (%)
辉钼矿	MoS ₂	铅灰色	1~1.5	4.7~5.0	59.94
钼华	MoO ₃	密黄色、淡绿黄色	1~2	4.7	66.65
钼酸钙矿	CaMoO ₄	黄色, 间带淡绿色	3.5	4.55	48.0
铁钼华	Fe ₂ (MoO ₄) ₃ ·7H ₂ O				39.1
钼铅矿	PbMoO ₄	桔黄、铜黄鲜红	2.75~3	6.3~7	21.1

硫化矿石: 氧化率 $<10\%$;

氧化矿石: 氧化率 $\geq 10\%$ 。

当前生产钼几乎全部取自硫化钼矿石。

2. 钼矿石加工方法

1) 选矿方法

钼矿石的选矿一般都用浮选法, 有时使用浮选、重选, 水冶和浮选、磁选联合选矿法。各类矿石常用方法为:

单钼矿石, 一般采用浮选法;

钼铜矿石, 一般采用混合浮选法获得钼铜混合精矿, 然后进行钼铜分离;

钼钨矿石, 常用浮选、重选、水冶;

钼铁矿石, 常用浮选、磁选法。

一般钼矿石经破碎和磨矿进行浮选粗选和扫选, 获得粗精矿。粗精矿进行再磨再选, 最后经多次精选得出合格钼精矿。

钼矿石经浮选可得到含钼47~50%的精矿, 回收率一般为86~90%。

2) 冶炼方法

辉钼矿精矿冶炼一般经过三个步骤, 即氧化焙烧, 提取纯三氧化钼, 还原焙烧成金属钼粉。其工艺流程一般是将钼精矿在反射炉、多膛炉、沸腾炉、或闪速炉中进行氧化焙烧, 使硫化钼转化为三氧化钼。将三氧化钼直接加入铁中, 即可生产钼铁。如用三氧化钼生产金属钼粉, 则还需除去杂质。除杂质采用升华法和水冶法。升华法是将焙烧矿, 加热到900~1100℃, 使三氧化钼挥发并收集于布袋收尘器中, 得到的三氧化钼纯度可达99.95%。水冶法是用氨和水浸出焙烧后的产物, 使三氧化钼转化为钼酸铵溶液。将浸出液进行净化后, 用结晶法或盐酸中和法使钼呈仲钼酸铵 ($\text{Mo} \geq 56\%$) 或钼酸状态析出, 再经焙烧得到纯三氧化钼 (MoO_3), 最后将纯三氧化钼用氢还原法制成金属钼粉, 再用粉末冶金法或电弧熔炼法制成钼锭或钼条 ($\text{Mo} \geq 99.8\%$), 金属钼条在加热条件下加工成各种钼金属制品。

11.1.10.4 钼矿床工业指标

1. 钼矿床一般参考工业指标

目前工业上一般仅利用硫化钼矿石, 其矿床参考工业指标为: 露天开采时, 钼的边界品位0.03%、工业品位0.06%、可采厚度2~4 m、夹石剔除厚度4~8 m; 地下开采时,

钼的边界品位0.03~0.05%、工业品位0.06~0.08%、可采厚度1~2 m、夹石剔除厚度2~3 m。

2. 钼矿床工业指标实例

钼矿床工业指标实例，见表1-11-69。

钼矿床工业指标实例表

表1-11-69

矿区名称	矿床类型	边界品位 Mo(%)	最低工业品位 Mo(%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
金堆城钼矿	斑岩型钼矿	0.03	0.06	2	4
大黑山钼矿	斑岩型钼矿	0.02	0.04	2	4
杨家杖子钼矿	砂卡岩型钼矿	0.03	0.06	1	3
大宝山多金属矿	砂卡岩型钼矿	0.03	0.06	1	2
宝山铜钼矿	砂卡岩型钼矿	0.08	0.08	1.4	3
三道庄钼矿	斑岩型钼矿	0.03	0.06	2	4

3. 钼矿床伴生有益组分综合评价参考指标

钼矿床中伴生有益组分含量达到表1-11-70中要求时，应注意综合评价和综合利用。

钼矿床伴生有益组分评价和综合利用参考表

表1-11-70

伴生组分	WO ₃	Cu	Pb	Zn	Fe	S	Bi	Re
含量(%)	0.06	0.1	0.2	0.4	10	1.0	0.03	10(g/t)

11.1.10.5 钼矿产品质量要求

(1) 钼精矿产品的主要质量要求，见表1-11-71。

钼精矿产品的主要质量要求表(GB3200—82)

表1-11-71

品级	种类	Mo 不小于 (%)	杂质不大于(%)						
			SiO ₂	As	Sn	P	Cu	Pb	CaO
特 级 品	一 类	51	7.0	0.05	0.04	0.03	0.2	0.30	2.8
	二 类	51	8.5	0.03	0.02	0.02	0.2	0.15	1.4
	三 类	51	5.0	0.10	0.10	0.05	0.5	0.60	1.5
一 级 品	一 类	47	9.0	0.07	0.07	0.05	0.3	0.40	3.0
	二 类	47	11.0	0.05	0.05	0.03	0.3	0.20	2.0
	三 类	47	6.0	0.2	0.15	0.10	1.0	1.5	1.5
二 级 品	一 类	45	12.0	0.07	0.07	0.07	0.3	0.5	3.3
	二 类	45	13.0	0.06	0.06	0.04	0.3	0.3	2.0
	三 类	45	6.0	0.25	0.15	0.15	1.5	1.5	2.0

(2) 工业钼酸铵的主要质量要求，见表1-11-72。

11.1.11 镍矿

11.1.11.1 镍的性质和用途

钼酸铵的主要质量要求表 (GB3460—82)

表 1-11-72

产 品 牌 号		MSA—1	MSA—2	MSA—3
MoO ₃ 含量不小于(%)		仲钼酸铵81, 其它多钼酸铵84		
杂质含量以MoO ₃ 为基, 每1%MoO ₃ 中的允许杂质含量(%)	Si	0.0006	0.001	0.002
	Al	0.0006	0.0006	0.002
	Fe	0.0006	0.0008	0.005
	Cu	0.0003	0.0005	—
	Mg	0.0006	0.0006	0.002
	Ni	0.0003	0.0005	0.001
	Mn	0.0003	0.0006	—
	P	0.0005	0.0005	0.001
	K	0.01	0.08	—
	Na	0.001	0.003	—
	Ca	0.0008	0.001	—
	Pb	0.0005	0.0005	0.0006
	Bi	—	—	0.0006
	Sn	0.0005	0.0005	0.0006
	Sb	—	—	0.0006
	Cd	—	—	0.0006

1. 镍的物理和化学性质

纯镍为银白色的金属, 硬度5, 密度8.8~8.9g/cm³, 熔点1455℃, 沸点2900℃, 延伸率25~45%, 导电率12.9。镍具有良好的机械性能, 延展性好、韧性强, 在空气中不氧化, 可以拉成细丝, 锻造和轧制成不同机件。镍有磁性, 但加热至357.6℃时失去磁性。

2. 镍的用途

镍的主要用途有下列几方面:

用于制造不锈钢、高镍合金钢和合金结构钢;

镍特种钢, 如结构钢、耐酸钢、耐热钢等, 用以制造船舰、坦克、飞机、穿甲弹、拖拉机、汽车、机车和车床等;

纯镍可以制造各种器械, 如镍坩埚、管子、仪器、蒸发器和放热器等;

在化工方面用以制造镍阳极、硫酸亚镍和氢氧化镍, 以供电镀和制造碱性蓄电池用, 氧化亚镍和硝酸镍可作为陶器的颜料;

镍粉在化工中作为催化剂, 如氢化脂肪和石油的催化剂。

11.1.11.2 镍的主要矿物及其特征

目前已知含镍矿物有50多种, 其中硫化物、硫酸盐、砷化物和硅酸盐类的镍矿物和含镍矿物分布最广。主要含镍矿物特征, 见表1-11-73。

主要含镍矿物及其特征表

表 1-11-73

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	Ni含量 (%)
针镍矿	NiS	黄铜色	3.5	5.2~5.9	64.7
镍黄铁矿	(Fe,Ni) ₉ S ₈	淡古铜色	3~4	4.6~5	22~42
镍磁黄铁矿	Fe ₇ S ₈	古铜色、红褐色	4	4.5~4.6	<0.6
辉铁镍矿	(Fe,Ni) ₃ S ₃	淡灰色、钢灰色	4~5	4.5~4.8	42~54
淡红辉铁镍矿	(Ni,Fe)S ₂	淡黄色	4~4.5	4.8	36.6
红砷镍矿	NiAs	铜红色	5~5.5	7.3~7.7	39~45
辉砷镍矿	NiAsS	银白色、钢灰色	5.5	5.6~6.2	26~40
砷镍矿	Ni ₃ As ₂	锡白色	5	6.3~7	54
硅镍矿	(Ni,Mg)O·SiO ₂ ·H ₂ O	绿色	2~3.5	2.3~2.8	21.8~28.8
镍绿泥石	3(Ni,Mg)O·2SiO ₂ ·2H ₂ O	黄绿、蓝绿色	2.5~3	2.5~3	NiO ₂ 41~50
绿矾	NiSO ₄ ·7H ₂ O	草绿色	2~2.5	1.9~2	26.6
镍华	Ni(AsO ₄) ₂ ·8H ₂ O	翠绿色	2.5~3	3	29.4

11.1.11.3 镍矿石类型、品级和加工方法

1. 镍矿石类型和品级

根据矿石物质组分及工业利用途径的不同,镍矿石可按镍的硫化率不同,分为三种类型:原生矿石,硫化率>70%;混合矿石,硫化率45~70%;氧化矿石,硫化率<45%。还可根据主要有用组份及其硫化程度分为三种类型,硫化镍矿石、硫化镍-砷化镍矿石、氧化镍-硅酸镍矿石等。

硫化镍矿石又根据含镍品位高低,分为三个品级:贫矿(需经选矿处理)Ni<1.0%,富矿(需经选矿处理)Ni 1~3%,特富矿(可直接入炉冶炼)Ni>3%。

氧化镍-硅酸镍矿石又分:红土氧化镍矿石及硅酸镍矿石两种类型。其中硅酸镍矿石根据氧化镁含量,划分为三个品级:铁质矿石MgO<10%;铁镁质矿石MgO 10~20%;镁质矿石MgO>20%。

2. 镍矿石加工方法

1) 选矿方法

硫化铜镍矿石的选矿方法主要是浮选法,选矿流程是铜镍混合浮选,即选出铜镍混合精矿,送冶炼厂粗炼成镍高硫后,再行破碎、磨矿,进行铜镍分离浮选,选出铜精矿和镍精矿。或者混合浮选出铜镍精矿后,再分离浮选获铜精矿和镍精矿。目前一般采用混合浮选法,选出铜镍精矿送冶炼厂处理。

对于含镍3%以上的富镍矿和含镍氧化矿,一般可以不经选矿直接冶炼。

2) 冶炼方法

镍的冶炼方法一般有火法和湿法两种。用火法冶炼一般是处理硫化矿,即镍精矿经焙烧后送鼓风炉或电炉熔炼,获低冰镍,含铜镍总量为8~25%,含硫量为25%。低冰镍送入转炉中进行吹炼,获高冰镍,含铜镍总量为70~75%。将高冰镍进行破碎和磨矿,用浮选法分离铜和镍,获铜精矿和含镍67~68%的镍精矿。镍精矿经反射炉熔炼后铸成硫化镍阳极板,送电解,镍阳极板经电解后,获得纯金属镍(含Ni 99.85~99.99)。电解液净

化时所得的铜渣和钴渣分别处理,回收铜和钴。电解时获得的阳极泥单独处理,可综合回收硫、金、银、铂族金属等。

用湿法冶炼直接处理铜镍矿石或精矿,能简化一般熔炼时铜镍分离的过程,提高金属回收率,易于实现自动化和改善劳动条件。湿法冶炼主要有氨浸法和酸浸法两种。

11.1.11.4 镍矿床工业指标

1. 镍矿床一般参考工业指标

镍矿床一般参考工业指标,见表1-11-74。

镍矿床一般参考工业指标表

表1-11-74

矿 石 类 型		边界品位 Ni (%)	最低工业品位 Ni (%)	最低可采厚度(m)		夹石剔除厚度(m)	
				露天开采	地下开采	露天开采	地下开采
硫化镍矿	原生矿石	0.2~0.3	0.3~0.5	2	1	≥3	≥2
	氧化矿石	0.7	1	2	1	≥3	≥2
氧化镍—硅酸镍矿		0.5	1	1		1~2	

2. 镍矿床工业指标实例

镍矿床工业指标实例,见表1-11-75。

镍矿床工业指标实例表

表1-11-75

矿区名称	矿石类型	边 界 品 位 Ni(%)		最 低 工 业 品 位 Ni(%)		最小可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
		富 矿	贫 矿	富 矿	贫 矿		
金川镍矿	原生矿石	1.0	0.3	>1.0	0.5	1.0	2.0
	氧化矿石		0.7		1.0	1.0	2.0
红旗岭镍矿	原生矿石		0.2		0.3	1.0	2.0
	氧化矿石		1.0		>1.0	1.0	2.0
力马河镍矿	原生矿石	1.0	0.3	>1.0	0.30	0.70	2.0
金平镍矿	原生矿石		0.2		0.30	0.80	2.0
墨江镍矿	硅酸镍矿(未利用)		0.5		0.8	1.0	1.0

3. 镍矿床伴生有益组份综合评价参考指标

镍矿床中伴生组份达到表1-11-76综合评价参考指标时,应作出评价。

11.1.11.5 镍矿产品质量要求

(1) 镍精矿产品的主要质量要求,见表1-11-77。

(2) 镍硫精矿的主要质量要求,见表1-11-78。

镍矿伴生有益组分评价参考指标表

表 1-11-76

组 份	Pt, Pa	Os, Ru, Rh, Ir	Au	Ag	Co	Se	Te
含 量	0.03g/t	0.02g/t	0.05~0.1g/t	1.0g/t	0.01%	0.0005%	0.0002%

镍精矿产品的主要质量要求表 (YB742—82)

表 1-11-77

品 级	Ni 不小于 (%)	杂质不大于 (%)
		MgO
特 级 品	8	6
一 级 品	7.5	6
二 级 品	7	6
三 级 品	6.5	7.5
四 级 品	6	9
五 级 品	5.5	10.5
六 级 品	5	12
七 级 品	4.5	13.5
八 级 品	4	15
九 级 品	3.5	17.5
十 级 品	3	20

镍钼精矿产品的主要质量要求表 (YB744—70)

表 1-11-78

品 级	镍 不小于 (%)	杂质不大于 (%)
		Cu
一 级 品	65.00	3.50
二 级 品	62.00	5.00

11.1.12. 钴 矿

11.1.12.1 钴的性质和用途

1. 钴的物理和化学性质

钴是一种银白色的金属，硬度5.6、密度8.75~8.92g/cm³、熔点1495℃、沸点3185℃。钴在常温下硬而易碎，高温下具有可锻性和延展性。钴能高度磨光，并具有强而稳定的磁性（当温度超过1115℃时变为非磁性）。钴为不活泼的金属。块状的金 属 钴在300℃以下，与水和空气不起反应，在高温下能与非金属及氧化合，粉末状的钴在室温下很快就可被空气氧化。钴易溶于硝酸，并能逐渐溶于稀盐酸和硫酸。

2. 钴的用途

钴主要用于特种合金：如硬质合金、耐热合金等。在钢中加入一定量的钴便能提高钢的机械性能和耐蚀性能，由铁、钨、钴制成的永久磁铁性能非常稳定，适于制造起重机、磁选机及无线电的磁性元件。钴和铬、铜、锡的合金耐酸性强，可做为耐蚀的涂料。含钴7.4%、铁2.8%的钴合金，在某些地方可作铂的代用品。钴、铬、铝合金是重要的高电阻材料，可用于高温的冶金电炉。钴的一些合金还可作电镀材料、精密铸件、高速切削工具和钻头、计量器具、耐磨零件、内燃机和蒸汽机的阀门、无线电真空管的丝极等。

钴还是原子能工业的重要金属原料，是一种极其重要的战略物资。在国防工业中，钴、铱、钨的合金用来制造火箭、导弹、喷气式飞机中的重要部件。

在医药上，钴的放射性同位素，可治疗皮肤病和恶性肿瘤。青霉素中加入适量的钴，可提高医疗效果。对造血具有特殊作用的维生素B₁₂，其中含钴高达4.5%。牙科的填补剂也需用钴的合金，钴盐和钴的氧化物还可充作搪瓷、陶器的蓝色颜料、油漆的干燥剂以及石油化工的催化剂等。钴盐可用于农业。

11.1.12.2 钴的主要矿物及其特征

目前已知的钴矿物及含钴矿物有100多种（纯钴矿物有40多种），其中具有工业意义的矿物只有十余种。最主要的钴矿物和含钴矿物的特征，见表1-11-79。

主要钴矿物及含钴矿物特征表

表 1-11-79

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	Co含量 (%)
方钴矿	CoAs ₃	锡白、淡铅灰色	6	6.7~6.9	16~20
砷钴矿	(Co,Ni)As ₃₋₂	锡白、铜灰色	5.6~6	6.4~6.6	15~28
斜方砷钴矿	(Co,Fe)As ₂	铜灰色	4.5~5	6.9~7.3	9~23
辉钴矿	CoAsS	锡白、淡铅灰色	5.5~6	5.8~6.3	29~34
铁砷钴矿	(Co,Fe)AsS	淡灰、锡白色	5	5.9~6	15~20
硫钴矿	Co ₃ S ₄	黄白、铜灰色	5.5	4.8~5	36~53
含钴四硫矿	ZnS	浅色、褐黑色	3.5~4	3.9~4.0	0.5~1.0
含钴黝铜矿	Cu ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	铜灰色	3~4.5	4.4~5.1	0.52
钴毒砂	(Fe,Co)AsS	银白、铜灰色	5.5~6	5.9~6.2	3~8
含钴黄铁矿	(Fe,Co)S ₂	灰白、黄白色	6~6.5	4.9~5.1	微~3
钴土矿	CoMn ₂ O ₅ ·4H ₂ O	暗黑、淡蓝、褐黑色	2~2.5	3.1	微~25
钴华	Co ₃ (AsO ₄) ₂ ·8H ₂ O	紫红、桃红色	1.5~2.5	2.9~3	30
菱钴矿	CoCO ₃	玫瑰红色	4	4~4.1	50~55

11.1.12.3 钴矿石类型及加工方法

1. 钴矿石类型

根据钴的氧化程度，可将钴矿石分为硫化（原生）钴矿石和氧化钴（钴土）矿石两类。按矿石中主要工业矿物组成，我国钴矿石及含钴矿石的分类详见表1-11-80。

2. 钴矿石加工方法

1) 选矿方法

硫化钴矿石及含钴矿石类型

表 1-11-80

矿 石 类 型	其中能回收的主要含钴矿物	Co含量(%)
含钴的钨铁磁铁矿石	磁黄铁矿、黄铁矿	0.007~0.027
含钴的铬铁矿石	铬尖晶石、黄铁矿、镍黄铁矿、磁黄铁矿	0.015~0.038
含钴的硫化铜镍矿石	镍黄铁矿、磁黄铁矿、黄铁矿	0.0242
含钴的硫化镍矿石	镍黄铁矿、黄铁矿、针镍矿、辉砷钴矿、磁黄铁矿、黄铁矿	0.036~0.224
钴铜矿石	黄铁矿、磁黄铁矿	0.15~0.26
含钴的铜矿石	黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿	0.033
含钴的磁铁矿石	黄铁矿、黄铜矿	0.0253
含钴的铁铜矿石	黄铁矿	黄铁矿中0.15~0.30
含钴的黄铁矿石	黄铁矿、磁黄铁矿	黄铁矿中0.588 一般为0.03~0.1
含钴的铜镍矿石	辉钴矿、毒砂矿、黄铜矿、磁黄铁矿、闪锌矿	毒砂矿中0.175 黄铜矿中0.097 磁黄铁矿0.078 闪锌矿中0.085
铜钴矿石	含钴黄铁矿、钴毒砂、铁硫砷、钴矿、辉砷镍钴矿、辉钴矿、白铁矿	一般为0.03~0.1 平均为0.074
钴铅锌矿石	辉砷钴矿、铁硫砷钴矿、钴毒砂、黄铁矿	0.053
含钴的锌矿石	黄铁矿、黄铜矿	0.018
钴土矿石	褐铁矿、锰钴土矿、硬锰矿	0.114~1.63
铁钴矿石	褐铁矿、锰矿物	0.078
含钴的铁镍矿石	锰矿、锰结核	0.028
钴镍矿石	硫钴镍矿、黄铁矿	0.091
铁锰钴砂矿石	铁锰结核	0.02~0.06
含钴的银铅多金属矿石	黄铁矿、磁黄铁矿	0.018

手选法：主要利用钴矿石的颜色，挑选符合工业要求的块状钴矿石。

重力分级法：将钴矿石（如钴土矿）破碎后，用洗矿机或摇床使钴矿石与脉石分开，获得钴精矿。

浮选法：是利用矿物表面润湿性的不同，分离出含钴的矿物，而获得钴精矿。此法主要用来选别以硫化矿物及砷化矿物状态赋存的含钴矿石。

强磁选法，用强磁选将含钴矿物与脉石分离，而获得钴精矿。

2) 冶炼方法

火冶金法：是利用含钴矿石中的金属元素与氧亲和力的大小，以及还原反应开始的温度不同，通过合适的配炭量和控制炉温，进行选择性的还原，而使钴达到分离富集的目的。当含钴矿石用机械选矿法不能获得钴的工业精矿时，可采用火冶金法富集。

水冶分离法：是将原矿用硫酸中和后加硫酸亚铁浸出钴，然后将含钴的浸出液在85~90℃的条件下，加碳酸钠中和沉淀除去矿渣，再将含钴的滤液加硫化钠沉淀，得硫化钴精矿。当含钴矿石用机械选矿法及火冶分离富集法，均不能获得钴的工业原料时，可采用水冶分离富集法。

11.1.12.4 钴矿床工业指标

1. 钴矿床一般参考工业指标

钴在地壳中含量，是铁族元素中最少的一个，它单独形成大而富的矿床较少见，而往往呈分散状态伴生或共生在其它金属矿床中。

原生钴矿床和钴土矿床一般参考工业指标，见表1-11-81及1-11-82。

原生钴矿床一般参考工业指标表

表 1-11-81

矿石类型	边界品位Co(%)	工业品位Co(%)	最低可采厚度(m)	夹石剔除厚度(m)
原生钴矿石	0.02	0.03~0.06	1	1

钴土矿床一般参考工业指标

表 1-11-82

矿石类型	边界品位 Co(%)	工业品位 Co(%)	边界含矿率钴 土矿物(kg/m ³)	工业含矿率钴土矿 物(kg/m ³)	最低可采厚度 (m)
钴土矿	0.3	0.5	1	3~5	0.3~1

2. 钴矿床工业指标实例

我国以钴为主的矿床工业指标实例，详见表1-11-83。

3. 含钴矿床综合评价指标

一般选冶性能好的含钴矿石，经选矿富集后，其精矿含Co品位能达到商品精矿的最低要求0.2%，才有工业利用价值。

11.1.12.5 钴矿产品质量要求

(1) 钴硫精矿的主要质量要求，见表1-11-84。

(2) 钴土矿的一般质量要求，为某冶炼厂制定的，见表1-11-85。

11.1.13 铟 矿

11.1.13.1 铟的性质和用途

1. 铟的物理和化学性质

铟是一种半金属，硬度3~3.5，密度6.69g/cm³，沸点1635℃，熔点为360.5℃。有灰铟、爆铟、黑铟和黄铟四种同质异形体。爆铟、黑铟，尤其是黄铟，完全无金属性质。灰铟即普通金属铟，也不具有延展性，性脆易碎，在工业上不能单独使用，也不能制备铟基合金。灰铟为银白色，具金属光泽，易结晶，常生成斜方六面体，在凝固的铟锭表面呈星状或凤尾状花纹，故有星铟之称。国际市场上至今仍以星状花纹的清晰程度来鉴别其纯

钴矿床工业指标实例表

表 1-11-83

矿床名称	矿床类型	边界品位(%)		最低工业品位(%)		最小可采厚度(m)	夹石剔除厚度(m)	备 注
		Co	能综合利用的元素	Co	能综合利用的元素			
双源桥顶山钴锰矿床	化学沉积型	0.04		0.08		0.5	1	最低块段品位Co>0.1%
易门老厂钴土矿床	风化残积和淋滤型	0.03	Cu:0.3	0.05	Cu:0.5			Co:0.03~0.04%为表外矿, Cu:0.3~0.49%为表外矿
上高七宝山铁帽型钴矿床	风化淋滤型	≥0.03		≥0.05		≥1	>1	工业品位为单工程平均品位, Co平均品位0.03~0.05%为表外矿石
铁子岭钴铁矿床	氧化残积型	≥0.03	TFe≥25	≥0.05	TFe≥30	≥1	>1	工业品位指单工程平均品位
石碌钴铜矿床	砂卡岩型	0.02	氧化铜0.4 原生铜0.3	0.06	氧化铜0.8 原生铜0.6	陡倾斜为1m, 缓倾斜1.5m	2	
水平弥勒山铜钴矿床	中温热液型	0.03	Cu:0.3	0.06	Cu:0.5	1	2	
上高七宝山钴铜矿床	中温热液型	≥0.03	Pb≥0.5 Zn≥0.7 Cu≥0.3 S≥8	≥0.05	Pb≥0.7 Zn≥1 Cu≥0.5 S≥12	≥1	>1	(1) 工业品位指单工程平均, 介于边界品位与平均品位之间的矿石列表外矿石; (2) 铅锌矿石, 铅与锌分别按指标衡量, 其中一者达到要求即为铅锌矿石

注: 石碌钴铜矿床综合品位, 原生矿石中含Cu0.3~0.6%、Co0.02~0.05%者为钴铜矿石; 氧化矿石中含Cu0.4~0.8%、Co0.02~0.06%者为钴铜矿石。

度的高低。

铋的化学性质较活泼, 较易挥发, 但在常温下能耐酸, 不与空气起氧化作用; 在灼热情况下, 易氧化并产生二硫化铋白烟; 在高温下与水起作用生成三氧化铋并放出氢。铋与卤族元素能直接化合而放出大量热能, 如将铋粒置入氯气中可发生燃烧, 生成三氯化铋。

2. 铋的用途

铋主要用于生产合金, 如锡基轴承合金、活字合金、硬铅合金、不列颠合金等。还用于制作海底电缆包皮以及榴散弹、开花弹、子弹弹头等。高纯度铋用于电子工业制造半导体和热电装置所需的金属互化物。

三硫化铋是火柴生产的主要原料, 也是制造军火弹药的重要原料, 并广泛用于塑料、金属器皿、搪瓷制品、白色油漆和颜料。硫化铋燃烧时所产生白色烟雾, 用以控制明火, 也用来做航标的可视信号。少量硫化铋用于击发式起爆管中, 作为磨擦元件和传热介质。

钴硫精矿的主要质量要求表 (ZBD41001-84)

表 1-11-84

品 级	化 学 成 分 (%)						备 注
	Co不小于	S不小于	杂 质 不 大 于				
			Cu	Mn	SiO ₂	As	
特 级	0.50	27.0	0.4	0.03	5.0	0.04	(1) 硫系全硫 (2) 精矿应全部通过80目 (3) 钴硫精矿中水份不得大于12% (4) 钴硫精矿中不得混入含铅锌矿物
一	0.45	27.0	0.5	0.04	7.0	0.06	
二	0.40	27.0	0.6	0.06	10.0	0.06	
三	0.35	27.0	0.7	0.08	13.0	0.08	
四	0.30	27.0	1.0	0.10	16.0	0.08	
五	0.25	27.0	1.2	0.10	18.0	0.10	
六	0.20	27.0	1.2	0.10	20.0	0.10	

钴土矿的一般质量要求表

表 1-11-85

级 别	含 Co (%)	备 注
特 级	>2	(1) 钴土矿中含钴与铁之比应大于1:7 (2) 洗净晒干无砂石杂物, 粒度1~3mm
一 级	1.5~1.99	
二 级	1~1.49	
三 级	0.7~0.99	
四 级	0.5~0.69	
五 级	0.3~0.49	

三氧化二锡作为锡的代用品, 用作搪瓷业的白色颜料, 也是玻璃的重要组份和阻燃剂等, 还可用于纺织工业中的纤维光洁剂。

11.1.13.2 锡的主要矿物及其特征

目前已发现的锡矿物共114种。其中以辉锡矿最为重要, 几乎所有的锡金属都从辉锡矿提炼得来, 其次为锡的氧化矿物, 如方锡矿、锡华、锡赭石和黄锡华等, 以及锡的复杂硫化物, 如硫汞锡矿、硫锡铅矿、脆硫锡铅矿等。锡的主要矿物特征, 见表 1-11-86。

11.1.13.3 锡矿石类型和加工方法

1. 锡矿石类型

按氧化程度划分: 氧化矿、混合矿、原生矿。

按围岩及脉石成份划分: 硅质矿石、碳酸盐矿石等。

按矿石结构、构造划分: 緻密块状矿石、浸染状矿石、细脉浸染状矿石、脉状矿石、条带状矿石等。

按有用组份划分: 单一锡矿石、汞锡矿石、锡铅锌锡矿石、金锡矿石、钨锡矿石、

锡的主要矿物及其特征表

表 1-11-86

矿物名称	化学分子式	颜 色	硬 度	密 度 (g/cm ³)	Sb含量(%)
自然 锡	Sb	铅白色或钢灰色, 有时变黄色	3~3.5	6.65~6.72	95.15~98
辉 锡 矿	Sb ₂ S ₃	铅灰色或钢灰色	2~2.5	4.51~4.66	71.38
硫锡铅矿	Pb ₃ Sb ₄ S ₁₁	铅灰至铁黑色	2.5~3 3~3.5	6.23, 5.6~8.5	25.69
硫汞锡矿	HgSb ₄ S ₈	浅黑灰色	2	5.00	51.59
锡 银 矿	Ag ₃ Sb	银白色, 易氧化成锡白或铅灰色	3.5	9.63~9.82	27.34
硫铜锡矿	CuSbS ₂	暗铅灰色	3~4	4.8~5	48.81
硫锡铁矿	FeSbS ₂	银白—钢灰色	约6	6.72	57.31
红锡镍矿	NiSb	亮铜红色	5.5	7.59~8.23	67.48
方 锡 矿	Sb ₂ O ₃	无色至灰白色	2~2.5	5.22~5.78	83.54
锡 华	Sb ₂ O ₃	无色、白色	2.5~3	5.7~5.76	83.54
锡 赭 石	Sb ₂ O ₄ 或Sb ₂ O ₅	白色、黄色	4.5	4	79.2
黄 锡 华	Sb ₂ O ₄ ·nH ₂ O	浅黄或黄白色	4.5	5.58	74.5
脆硫锡铅矿	Pb ₄ FeSb ₄ S ₁₄	铅灰色	2~3 2.5~3.5	5.5~6	35.39

钨锡金矿石等。

按选冶工艺不同, 一般划分为单一锡矿石、钨锡金矿石、锡铅锌锡矿石、锡砷矿石。

2. 锡矿石加工方法

1) 选矿方法

目前世界各国锡矿石的选矿方法大同小异, 一般先用手选或重介质选矿选出部份废石。高品位块矿则出售或直接送冶炼厂熔炼, 低品位矿石经浮选后获得精矿。根据矿石的不同特性, 选矿方法有单一浮选和重浮联合流程。我国部分锡矿山的选矿方法及指标, 见表 1-11-87。

我国部分锡矿选矿流程及指标表

表 1-11-87

选厂名称	矿石类型	规模	选矿流程	选矿指标 (%)				备 注
				原矿品位	精矿品位	回收率	尾矿品位	
锡矿山南选厂	单一硫化锡矿石	中型	手选—重介质—浮选	2.69	19.44	94.11	0.18	
锡矿山北选厂	氧化锡矿石	中型	手选—重介质—浮选	3.40	20.40	84.41	0.58	
水利选厂	氧化锡矿石	小型	重选或重—浮	4.37	53.67	78.36	1.10	
大厂长坡选厂	含锡多金属矿石	中型	重介质—重选—浮选—重选	2.34	20.12	89.49	0.19	
湘西金矿选厂	钨锡金多金属矿石	中型	手选—重选—浮选	3.205	41.66	96.59		
鹿湾锡矿	单一硫化锡矿石	中型待建	浮选	3.53	51.5	96.53	0.131	试验资料

2) 冶炼方法

锑的冶炼主要采用挥发焙烧-还原熔炼法,如鼓风炉挥发-反射炉还原熔炼,沸腾炉或悬浮炉焙烧-电炉熔炼。

近十余年来,为了减少环境污染,湿法炼锑(硫化碱流程)在国外发展很快,我国锡矿山也已建成大型湿法炼锑厂。

三氧化二锑的生产有火法和湿法两种。湿法仅用于高纯度氧化锑生产,而一般三氧化二锑生产均采用火法-金属锑氧化挥发法。我国采用反射炉氧化挥发法可生产高纯度99.0~99.85%的三氧化二锑。

三硫化二锑的生产也有两种方法。一是高品位矿石经人工选矿后,获含量为69.0~73%的三硫化二锑,板溪锑矿即用该法。另一种方法是将含锑30~60%的块矿,在坩锅炉或反射炉熔析,可获得含锑69~73%的三硫化二锑,锡矿山即用该法。

11.1.13.4 锑矿床工业指标

1. 锑矿床一般参考工业指标

锑矿床一般参考工业指标见表1-11-88。

锑矿床一般参考工业指标表

表 1-11-88

矿石类型	边界品位Sb(%)	最低工业品位Sb(%)	可采厚度(m)	夹石剔除厚度(m)
锑矿石	0.7~0.8	1.5	1	2

2. 锑矿床工业指标实例

锑矿床工业指标实例,见表1-11-89。

锑矿床工业指标实例表

表 1-11-89

矿床类型	矿区名称	边界品位(%)			最低工业品位(%)			可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	备注
		Sb	WO ₃	Au(g/t)	Sb	WO ₃	Ag(g/t)			
碳酸盐岩型	锡矿山锑矿	0.8			1.5			1	2	
碳酸盐岩型	崖湾锑矿	1.2			1.5			1	2	
变质岩型	渣滓溪锑矿	1.5			2			0.3	>2	沿脉无矿剔除长度>12m
变质岩型	沃溪锑矿	全矿0.7	0.1	2	1.0	0.2	4	0.2		
变质岩型	鱼儿山锑矿	全矿1.0	0.1	3	1.0	0.2	5	0.3	贫矿剔除长度10m	最低工业品位为块状品位
砂岩型	半坡锑矿	0.7			1.5			矿脉倾角 >65°:0.7 <65°:1	2	

11.1.13.5 铟矿产品质量要求

(1) 铟精矿的主要质量要求: 按矿石类型和化学成分, 铟精矿分为硫化矿、混合矿和氧化矿三大类, 前两大类又分为粉精矿和块精矿两种, 其质量要求为 YB2419—82。

硫化铟精矿(硫化铟中的含铟量与精矿中总含铟量之比大于85%)质量要求见表1-11-90。

混合铟精矿(硫化铟中的含铟量与精矿中总含铟量之比在15~85%范围内)质量要求, 见表1-11-91。

氧化铟精矿(硫化铟中的含铟量与精矿中总含铟量之比小于5%)的主要质量要求, 见表1-11-92。

(2) 铟冶炼产品质量要求如下:

精铟的主要质量要求见表1-11-93。

硫化铟精矿的主要质量要求表

表 1-11-90

类 别	品 级	Sb不小于(%)	杂质不大于(%)	
			As	Pb
粉 精 矿	一 级 品	55	0.6	0.15
	二 级 品	45	0.6	0.15
	三 级 品	35	0.4	0.15
	四 级 品	30	0.4	0.15
块 精 矿	一 级 品	60	0.6	0.15
	二 级 品	50	0.6	0.15
	三 级 品	40	0.4	0.15
	四 级 品	30	0.4	0.15
	五 级 品	20	0.2	0.10
	六 级 品	10	0.2	0.10

混合精矿的主要质量要求表

表 1-11-91

类 别	品 级	Sb不小于(%)	杂质不大于(%)	
			As	Pb
粉 精 矿	一 级 品	55	0.6	0.15
	二 级 品	45	0.6	0.15
	三 级 品	35	0.4	0.15
	四 级 品	30	0.4	0.15
块 精 矿	一 级 品	60	0.6	0.15
	二 级 品	50	0.6	0.15
	三 级 品	40	0.4	0.15
	四 级 品	30	0.4	0.15
	五 级 品	20	0.2	0.10
	六 级 品	10	0.2	0.10

氧化锑精矿的主要质量要求表

表 1-11-92

类 别	品 级	Sb不小于 (%)	杂 质 不 大 于 (%)	
			As	Pb
块 精 矿	一 级 品	60	0.6	0.2
	二 级 品	50	0.6	0.2
	三 级 品	40	0.4	0.15

精锑的主要质量要求表 (GB—1599—79)

表 1-11-93

锑 品 号	代 号	化 学 成 分 (%)					
		Sb不少于	杂 质 不 大 于				
			As	Fe	S	Cu	总 和
一 号 锑	Sb—1	99.85	0.05	0.02	0.04	0.01	0.15
二 号 锑	Sb—2	99.65	0.10	0.03	0.06	0.05	0.35
三 号 锑	Sb—3	99.60	0.15	0.05	0.08	0.08	0.50
四 号 锑	Sb—4	99.00	0.25	0.25	0.20	0.20	1.00

二氧化锑 (锑白) 的主要质量要求见表 1-11-94。

三硫化二锑 (生锑) 的主要质量要求, 见表 1-11-95。

二氧化锑 (锑白) 的主要质量要求表 (YB322—65)

表 1-11-94

品 号	代 号	物 理 性 质		化 学 成 份 (%)	
		色 光	细 度 (%) 16980孔/cm ² 筛 余物不大于	Sb ₂ O ₃ 不 小 于	As 不 大 于
特号锑白	Sb ₂ O ₃ —01	符合标准	0.5	—	99.50
一号锑白	Sb ₂ O ₃ —02	符合标准	—	0.5	99.00

三硫化二锑 (生锑) 的主要质量要求表 (YB323—65)

表 1-11-95

品 号	代 号	化 学 成 份 (%)				
		Sb	化 合 物	杂 质 不 大 于		
				王水不溶物	盐酸不溶物	游离硫
一号Sb ₂ S ₃	Sb ₂ O ₃ —1	70~73	25.0~28.3	0.30	1.5	0.07
二号Sb ₂ S ₃	Sb ₂ O ₃ —2	69~73	25.0~29.3	0.50	不规定	0.10

11.1.14 汞矿

11.1.14.1 汞的性质和用途

1. 汞的物理和化学性质

汞是常温下唯一呈液态的金属。液态汞具银白色金属光泽, 密度(20℃时)为13.546 g/cm³, 熔点-38.87℃, 沸点357.25℃。固态汞为白色, 硬度小于5。常压下汞的蒸气压变化很显著, 0℃时为0.02533Pa, 20℃时为0.13771Pa, 100℃时为37.99677Pa。汞的热膨胀性很强。汞的电阻较大, 常温下电阻系数 $0.958\Omega \cdot \text{cm}^2/\text{m}$, 随温度下降电阻值变小, 当温度降到4.2K时, 汞几乎变成超导体。汞的表面张力很大, 常温下为 $4.7 \times 10^{-3} \text{N/cm}$ 。汞蒸气具有毒性。

汞是一种化学性质较稳定的金属, 常温下在干燥的空气中, 几乎不被氧化, 在潮湿的空气中会有弱氧化作用发生。汞氧化后在其表面生成一层灰暗色的氧化亚汞(Hg₂O)薄膜, 接近沸腾时才生成氧化汞(HgO)。

汞在浓硫酸中的溶解速度缓慢, 随浓硫酸温度的增高, 汞的溶解速度加快。汞不溶解于冷稀硫酸, 但能溶于稀硝酸和浓硝酸, 极易溶于王水。

汞不易与各种碱溶液发生作用。

汞易与硫作用生成硫化汞(HgS)、与氯作用生成氯化汞(HgCl₂)和氯化亚汞(Hg₂Cl₂)。

汞的电极电位较高(+0.86V [Hg²⁺/Hg]), 易被碱金属、碱土金属以及铅、锌、钛等从它的盐溶液中置换出来。

汞齐是其它金属溶于汞中所形成的一种合金的总称。汞齐可呈液体、膏状、固体状态。各种金属在汞中的溶解度最大的是铊(42%), 最小的是铁($1 \times 10^{-17}\%$), 因此铁通常用作盛汞容器。

2. 汞的用途

在化学工业上, 用汞作电极、电解食盐制造氯和碱, 用汞生产各种汞的化合物, 如应用于化工触媒的氯化汞和硫酸汞, 应用于化学试剂的氧化汞、氯化汞和纯汞等。军事工业上, 用汞生产化学武器等。在电器、仪表工业上, 汞用来制造水银灯、汞盐干电池和其它物理仪器。在医药上, 汞主要用于牙科和消毒药物, 朱砂(辰砂)还长期用于中药。另外汞还用于精密铸造、核反应堆的冷却剂、镉基轴承合金, 制造温度计、气压表、压力表。汞的化合物在农药上用以制造杀虫剂和灭菌剂等。

11.1.14.2 汞的主要矿物及其特征

自然界已知的汞矿物约20多种, 最常见的具有工业意义的是辰(朱)砂, 有时还可见到少量自然汞。主要的汞矿物及其特征, 见表1-11-96。

11.1.14.3 汞矿石类型和加工方法

1. 汞矿石类型

1) 汞矿石自然类型

汞矿石的自然类型, 主要按矿石结构构造来划分, 如块状矿石、脉状矿石、浸染状矿石等。

2) 汞矿石工业类型

汞主要矿物及其特征表

表 1-11-96

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度(g/cm ³)	Hg含量(%)
辰(朱)砂	HgS	红色	2~2.5	8.05	86.2
灰硒汞矿	HgSe	灰或淡铅灰	2.5	8.19~8.47	71.7
辉汞矿	Hg(S,Se)	淡黑灰色	2.5	7.95~8.1	83.8
碲汞矿	HgTe	黑色或灰色	3	8.63	61.5

汞矿石工业类型主要按有用组份种类划分为单一汞矿石和综合汞矿石两大类。前者即辰(朱)砂矿石,后者有汞锑、汞铀、汞钼、汞铊等矿石类型。目前仅单汞矿石能供工业利用。辰砂,通常按其结晶粒度大小,单独划分出矿石工艺类型,如表 1-11-97。

辰砂工艺类型

表 1-11-97

矿石工艺类型	辰砂、结晶粒度(mm)	备 注
粉砂矿石	<1	尚无统一标准
朱砂矿石	1~2.5	
豆砂矿石	2.5~4	
珠宝砂矿石	>4	

2. 汞矿石加工方法

1) 选矿方法

汞矿石的选矿方法有单一浮选和重浮联合两种。浮选流程基本上是一段磨矿、一次粗选、一至三次扫选,粗精矿一次或二次精选。重浮联合流程是将原矿破碎后,经一次摔磨和摇床选出粗精矿和尾矿,粗精矿再精选,尾砂再磨分级后浮选。

2) 冶炼方法

冶炼方法有火法,湿法两种,以火法为主。我国用火法从原矿中炼汞采用高炉、沸腾炉、瓦片炉等;从精矿中炼汞采用机械蒸馏炉。火法炼汞是使矿石或精矿中的汞成为炉气、净化除尘后通入冷凝器冷凝成汞金属。湿法是用硫化钠或次氯酸盐等水溶液浸出矿石,得硫化汞产品。

11.1.14.4 汞矿床工业指标

1. 汞矿床一般参考工业指标

现行《汞矿地质勘探规范》规定汞矿床一般参考工业指标,见表 1-11-98。

2. 汞矿床工业指标实例

我国一些汞矿床工业指标实例,见表 1-11-99。

11.1.14.5 汞矿产品质量要求

(1) 朱砂的主要质量要求,见表 1-11-100。

汞矿床一般参考工业指标

表 1-11-98

项 目	边界品位Hg(%)	最低工业品位Hg(%)	最低可采厚度(m)	夹石剔除厚度(m)
汞 矿	0.04	0.08~0.10	0.8~1.2	2~4

注：1. 边界品位用于单样及单工程；最低工业品位用于单工程或块段。下限值用于规模较大、开采条件和建设条件较好的矿床；

2. 最低可采厚度和夹石剔除厚度下限值用于陡倾斜矿床。

汞矿床工业指标实例表

表 1-11-99

矿床名称	边界品位Hg(%)	最低工业品位Hg(%)	可采厚度(m)	夹石剔除厚度(m)	汞百分率(m%)
木油厂汞矿床	0.05	0.03	1	2	0.08
万山汞矿区	0.04	0.08	0.5	2	0.04
路隆汞矿床	0.04	0.08	0.5	2	
交梨汞矿床F ₁ 矿带西段	0.04	0.08	0.5	2	0.04
四相厂矿床	0.04	0.08	0.5	2	
贵州504矿区	以汞为主，铀、钼为辅： $Hg + U + Mo: 0.08\% - 0.04\% - 0.035\%$ $Hg + U: 0.08\% - 0.045\%$ $Hg + Mo: 0.08\% - 0.04\%$				

朱砂的主要质量要求表 (YB748-70)

表 1-11-100

品 级	硫化汞不小于(%)	杂质不大于(%)	
		Se	
特 级 品	98	0.10	
一 级 品	97	0.20	
二 级 品	96	0.40	

(2) 湿法朱砂的主要质量要求，见表 1-11-101。

(3) 冶炼汞产品的主要质量要求，见表 1-11-102。

湿法朱砂的主要质量要求表 (GB3631-83)

表 1-11-101

品 级	硫化汞不小于(%)	杂质不大于(%)	
		Se	Fe
一 级 品	99.00	0.050	0.10
二 级 品	98.00	0.100	0.10

冶炼铝产品的主要质量要求表 (GB913—66)

表 1-11-102

品 种	汞含量大于 (%)
I 号	99.999
II 号	99.99

11.1.15 铝矿

11.1.15.1 铝的性质和用途

1. 铝的物理和化学性质

铝是银白色的轻金属, 硬度2.9, 密度 $2.71\text{g}/\text{cm}^3$ 。熔点 660°C 、沸点 2270°C 。铝是热和电的良导体, 且具有很好的延展性。铝是比较活泼的金属, 亦有较明显的非金属性, 为典型的两性元素。它能与氧、金属氧化物、酸、碱及水反应, 具有较强的还原性。

2. 铝的用途

纯铝可做电线、电缆和无线电器等。铝还可作还原剂用于冶炼金属。铝与铜、镁、锰及碳等制成各种铝合金, 因其重量轻、强度大、易氧化, 而被广泛应用于航空、机器制造、建筑、食品和日用工业。

铝的抗蚀性强, 可制造化学工业用的反应器。铝粉可用于冶炼某些高熔点的金属, 制造照明弹、信号弹和爆炸物。铝热剂可焊钢轨。铝与钛、锶和镁的合金是人造卫星的重要材料。

作为炼铝的主要原料——铝土矿, 由于品级不同, 分别可作为高级磨料(电熔刚玉)、高铝水泥和高铝耐火砖的原料, 或作为陶瓷原料, 化工制品等。

11.1.15.2 铝的主要矿物及其特征

自然界已知含铝矿物约有250种, 常见的矿物43种, 其中可用于提炼氧化铝的主要铝矿物见表1-11-103。

主要铝矿物及其特征表

表 1-11-103

矿物名称	化 学 分 子 式	颜 色	硬 度	密度(g/cm^3)	Al_2O_3 含量 (%)
一水硬铝石	$\text{Al}(\text{OH})_3$ 或 $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3\cdot\text{H}_2\text{O}$	白、灰白、黄褐、灰绿、浅红或无色	6.5~7	3.2~3.5	84.98
一水软铝石	$\text{AlO}(\text{OH})$ 或 $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3\cdot\text{H}_2\text{O}$	无色或微黄的白色	3.5	3.01~3.46	84.98
三水铝石	$\text{AlO}(\text{OH})_3$ 或 $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3\cdot 3\text{H}_2\text{O}$	土白色或近白色, 常呈灰色、浅绿、浅红白或浅红黄色	2.5~3.5	2.30~2.43	65.4
明矾石	$\text{KA}(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_2$	白常带浅灰、浅黄、浅红或浅褐色	3.5~4	2.6~2.8	36.92
霞石	$\text{KNa}_3(\text{AlSiO}_4)_4$	无色、白色、灰色或浅黄、浅绿、蓝灰等	5.5~6	2.55~2.665	32.93

炼铝的原料, 除铝土矿外, 还有明矾石和霞石。硫磷铝锶矿炼铝仅进行过实验室试验研究。当前我国炼铝原料为铝土矿。

11.1.15.3 铝矿石类型、品级和加工方法

1. 铝土矿石类型

1) 铝土矿石自然类型

按结构构造分为粉砂状(俗称土状或粗糙状), 緻密状、豆状、鲕状、碎屑状、角砾状、杏仁状、斑点状、气孔状铝土矿等。

按颜色分为白色、灰色、黄色、红色、浅绿色及杂色铝土矿等。

按主要的铝矿物成份分为一水型铝土矿, 三水型铝土矿及混合型铝土矿。

我国已知铝土矿以一水硬铝石型为主, 其次为三水型铝矿石。

2) 铝土矿石工业类型

按矿石 Al_2O_3 含量、铝硅比值、工业用途、提取氧化铝的方法及杂质 Fe_2O_3 、S等的含量要求划分铝矿石工业类型。有高铝耐火材料、电熔刚玉、高铝水泥、拜耳法生产铝氧或烧结法生产铝氧的矿石及高铁铝土矿、低铁铝土矿、高硫铝土矿、低硫铝土矿等。

2. 铝土矿石加工方法

原生铝土矿石均不用选矿, 只经破碎、筛分后就可供生产氧化铝。而堆积型及红土型矿床的铝土矿石需经筛选或水洗、除去红土后用于生产氧化铝。为提高矿石品级, 也可采用浮选。

工业上生产铝是分两步来完成。先从铝矿石中提取氧化铝, 后经电解成为金属铝。氧化铝的生产方法有碱法、酸法、电热法。目前用于实际生产中的只有碱法。根据生产流程不同, 碱法又分为烧结法、联合法(并联、串联和混联)及拜耳法。

11.1.15.4 铝土矿床工业指标

1. 铝土矿床一般参考工业指标

铝土矿床一般参考工业指标, 见表1-11-104。

铝土矿床一般参考工业指标表

表1-11-104

矿石类型	边界品位		块段最低工业品位		最低可	夹石剥	剥采比	边界含	块段平均工
	铝硅比值	Al_2O_3 (%)	铝硅比值	Al_2O_3 (%)	采厚度 (m)	除厚度 (m)	(m^3/m^3)	矿率 (kg/m^3)	业含矿率 (kg/m^3)
一水硬铝石型	露天开采	1.8~2.6	≥ 40	≥ 3.5	≥ 55	0.5~0.8	0.5~0.8	10~15	—
	地下开采	1.8~2.6	≥ 40	≥ 3.8	≥ 55	0.8~1.0	0.8~1.0	—	—
	堆积型	≥ 2.6	≥ 60	≥ 3.8	≥ 55	0.5	0.5	—	200
三水铝石型	红土型	$\geq 2.1\sim 2.6$	≥ 28	≥ 6	≥ 48	≥ 0.2	—	12~15	≥ 30

注: 1. 剥采比系指平均剥采比。剥离剥采比一般为15~25 m^3/m^3 。

2. 作高铝水泥的铝土矿石, 其要求: $Fe_2O_3 < 2.5\%$; $TiO_2 < 3.5\%$; $R_2O_3 < 0.1\%$; $MgO < 0.1\%$ 。作刚玉型研磨材料的铝土矿石, 其要求: $Fe_2O_3 < 5.0\%$; $Al_2O_3/SiO_2 > 15$; $TiO_2 < 5.0\%$; $CaO + MgO < 10\%$ 。

3. 铝土矿作高铝耐火粘土时, 质量要求参见耐火粘土。

4. 杂质含量: 单工程 $S < 0.7\%$ 。

5. 当铝硅比值 ≥ 7 时, 在需要并可以单独圈定的情况下, 应单独计算储量。

2. 铝土矿床工业指标实例

铝土矿床工业指标实例, 见表 1-11-105。

3. 铝土矿伴生有益组分综合评价参考指标

铝土矿中伴生有益组分镓, 其综合评价参考指标为 0.002~0.01%。

11.1.15.5 铝土矿产品质量要求

铝土矿石的主要质量要求 (GB3497—83) 如下:

(1) 按化学成份铝土矿石分七个品级, 见表 1-11-106。

(2) 根据铝土矿石其它质量要求, 分为不同类型, 见表 1-11-107。

11.1.16 金矿

11.1.16.1 金的性质和用途

1. 金的物理和化学性质

金为金黄色金属, 密度 $19.22 (20^{\circ}\text{C}) \text{g/cm}^3$, 熔点 1064.43°C , 摩氏硬度 2.5。金的延展性极好, 可拉成 0.5mg/m 重的细丝, 压成 0.01μ 厚的金箔。金的导电率仅次于银和铜, 导热率为银的 74%。金还能与许多金属组成各种合金。

金的化学性质稳定, 从室温到高温都不氧化和不溶于酸、碱, 但可溶于混酸(王水)、碱金属氰化物、酸性的硫脲、溴溶液、沸腾的氯化铁溶液等。此外, 碱金属的硫化物会腐蚀金, 生成可溶性硫化金。金的化合物通常为一价和三价, 以三价的金化合物更稳定。

2. 金的用途

金是人类最早开采和利用的金属之一。长期以来, 黄金主要用于财政储备、货币铸造和制作首饰, 此外也用来制造金笔、镶牙、镀制各种器件。近三十年来, 随科学技术的蓬勃发展, 黄金的用途越来越广泛。其主要表现如下:

在纺织和化学工业中, 加铂或铑的金基合金, 对碱和酸具有较强的防腐性能, 用以制造合成纤维生产的喷丝头和芳香族香料工业用的液氮储罐内衬。

在陶瓷和玻璃工业中, 三氯化金广泛用于生产瓷器装饰的红、紫底色。一份金溶于五千份熔融玻璃中, 可制成红宝石玻璃。此外, 金还用于加热和干燥设备的红外线辐射器上。

在航空及宇航工业中, 金用于制造人造卫星和宇宙飞船的元件, 制作宇宙服的反射涂层, 或涂在通讯卫星抛物面天线表面, 有助于保持恒温。金与镍的焊料合金, 用于飞机喷气发动机和航天火箭发动机上千个不锈钢接点的焊接。由有机溶液中金硫化络合物和少量铋、钒组成的“液光金”配制剂, 已用于喷镀喷气发动机的隔热屏。此外, 为宇宙飞船和人造卫星提供动力的硅太阳能电池上也要用到金。

在医药工业及其它工业中, 金的有机化合物用于医治风湿性关节炎的药物中; 放射性同位素 Au_{198} 可用来治疗癌症。另据报导, 近年来金在核聚变能源方面, 还有更为特殊的作用。

11.1.16.2 金的主要矿物及其特征

金的矿物主要有金的自然元素、天然合金和金属互化物, 金的硫化物、碲化物和铋化物等。其中最常见的是金的自然元素和碲化物, 后者主要产自低温矿床, 目前我国还不多

表 1-11-105

铝土矿床工业指标实例表

矿区名称	边界品位		矿块最低品位				矿区(段)最低工业品位		有害杂质 S(%)	可采厚度(m)		夹石剔除厚度(m)		剥采比 (境界)
	Al ₂ O ₃ (%)	Al ₂ O ₃ /SiO ₂	品级	Al ₂ O ₃ (%)	Al ₂ O ₃ /SiO ₂	Al ₂ O ₃ (%)	Al ₂ O ₃ /SiO ₂	露天		地下	露天	地下		
田庄河铝土矿	≥40	2.1				2.6		50	≥3.2	0.7	0.5	0.8	0.8	12
北焦东铝土矿	≥40	2.1				2.6		50	≥3.5	0.7	0.5	0.8	0.8	12
宽城铝土矿	≥45	2.6	I	≥65	≥6.0			≥58	4	0.7	0.5	0.7	0.7	12
石村铝土矿	≥45	2.6	I II	≥58 ≥45	≥4 ≥2.6			≥58	≥3.8	0.7	0.5	0.7	0.7	12
贾沟铝土矿	高铁		I	≥65	≥9									
	≥40	≥2.6	I	≥54	≥6									
	低铁		II	≥40	≥2.6			54	≥3.2	0.7	0.5	0.8	0.5	15
	≥50	≥3.2	III	—	—									
贾窑铝土矿	≥45	≥2.6	I II III	≥65 ≥55 ≥45	≥7.5 ≥3.8 ≥2.6			≥55	≥3.8	0.7	0.5	0.8	0.5	15
	≥45	2.6						≥55	≥3.8	0.7	0.5	1.0	1.0	15
	≥40	2.6						≥55	≥3.5	0.7	0.5	0.8	0.5	
林歹铝土矿	≥50	2.6						≥55	≥3.8	0.7		0.8	0.5	
干坝铝土矿	≥37	2.6						≥55	3.5	0.7	0.5	0.8	1.0	15
平果铝土矿	>40含矿率160 (kg/cm ²)	≥2.5						含矿率200 kg/cm ²	≥2.5	0.7	0.5	0.8	0.5	
潘家三水铝土矿	≥28		I	≥50	≥10									
			II	≥45	≥7									
			III	≥40	≥4									
			IV	≥40	≥2.6									
	含矿率 30(kg/cm ²)	≥2.1	V 表外	≥30 ≥3	≥2.6 ≥2.11				≥2.6		0.2			

铝土矿石的主要质量要求表

表 1-11-106

品 级	化 学 成 分		用 途
	$Al_2O_3:SiO_2$ 不小于	Al_2O_3 不小于(%)	
一级品	12	73	刚玉型研磨材料、高铝水泥、氧化铝
		69	氧化铝
		66	氧化铝
		60	氧化铝
二级品	9	71	高铝水泥、氧化铝
		67	氧化铝
		64	氧化铝
		59	氧化铝
三级品	7	69	氧化铝
		66	氧化铝
		62	氧化铝
四级品	5	62	氧化铝
五级品	4	58	氧化铝
六级品	3	54	氧化铝
七级品	6	48	氧化铝

注：一~六级品适用于一水硬铝石型矿石；七级品适用于三水铝石型矿石。

铝土矿石类型表

表 1-11-107

铝土矿石类型	质量指标名称	质量要求(%)
低铁型	Fe_2O_3	<3
含铁型		3~6
中铁型		6~15
高铁型		>15
低硫型	S	<0.30
中硫型		0.30~0.80
高硫型		>0.80

见。我国常见的并为工业所利用的金矿物主要是自然金和银金矿。

常见的主要金矿物及其特征参见表 1-11-108。

11.1.16.3 金矿石类型和加工方法

1. 金矿石类型

主要金矿物及其特征表

表 1-11-108

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度(g/cm ³)	Au含量(%)
自然金	Au	金黄色	2~3	19.3~19.7	>90
银金矿	(Au, Ag)	淡黄	2~3	19.3~19.7	50~80
斜方铜金矿	Cu ₃ Au	玫瑰红	3.5~4	12.2	80
方锑金矿	AuSb ₂	灰白	3~4	9.98	44.74
碲金矿	AuTe ₂	草黄~银白	2.5	8.62	43.59
亮碲金矿	Au ₂ Te ₃	锡白~灰黄	2.5	9.94	50.77
碲金银矿	Ag ₃ AuTe ₂	铜灰~铁灰	2.5~3	8.7~9.4	Ag41.71 Au25.42
针碲金银矿	AgAuTe ₄	银白	1.5~2	8.16	Au24.19 Ag13.27
针碲金铜矿	CuAuTe ₄	浅灰色	2~2.5	8	25.5
叶碲金矿	Pb ₅ AuSbTe ₃ Sb	铅灰	1~1.5	7.45~7.55	Au7.51 Pb56.81

按矿石矿物组合特征,金矿石可分为金-石英,金-石英-方解石,金-石英-硫化物等三个系列,按金属种类分为金-石英、金-黄铁矿、金-多金属、金-铜、金-锑、金-锑-钨、金-砷、金-铋、金-铀、金-碲等建造。

金也常作为伴生组份产于其它金属矿床中,因此这些矿床也成为金的重要来源。按其产出金的工业价值大小,依次为斑岩矿床、砂卡岩矿床、热液多金属矿床和岩浆矿床。

2. 金矿石加工方法

1) 选矿方法

一般情况下,金矿石均需通过选矿和冶炼,才能使金得到有效地回收利用。目前主要采用以下选矿方法:

重选法:重选法是砂金最基本的选别方法,同时也是岩金矿床用以选别大颗粒(中粒及中粒以上)金的一种有效手段。产品为自然金粒。

浮选法:该法被广泛用来处理金-黄铁矿、金-铜、金-多金属、金-银、金-毒砂、金-碲化物、金-锑、金-铋、金-铀等矿石。产品为各种含金精矿和金精矿。

混汞法:该法是提前捕收粗粒游离金的一种最有效的提金方法。产品为汞膏(金汞齐),可以在产地直接炼金。

氰化法:此法是在选金流程中用来提取各种微细金的一种比较理想的方法。产品为金泥。此外,用氰化溶液进行的堆浸(淋)法,可较经济地处理疏松的低品位氧化矿石。

其它方法,如硫酸法、氯化法及硫代硫酸盐法、碳浆法等,国内将逐渐投入生产。

2) 冶炼方法

由选矿所得的金精矿、各种含金精矿、汞膏和氰化金泥,须再经过火法或湿法冶炼成粗金(合质金)锭,或在冶炼其它金属时由电解阳极泥中回收金。

对于含SiO₂大于60%和Al₂O₃小于12%的低硫高金矿石,可不经选矿直接加工成块矿,作为其它有色金属冶炼熔剂,待金进入粗冶产品后,在精炼时回收。

3) 影响金矿选冶的因素

(1) 金的赋存状态

金在矿石中的赋存状态可分为金属金（包括自然金、金的天然合金和金属互化物）、矿物金（金的硫、硒、碲、铋等化合物）和晶格金（包括呈类质同象和机械混入物产于其它矿物晶格中的金）三种类型。金属金一般易于选冶回收，矿物金较少单独利用，晶格金只能在冶炼其它矿石的过程中附带回收。仅目前工业利用最多的金属金而言，其在矿石中的产出特征不同，亦对选冶效果有很大影响。产在各种晶隙和裂隙中的自然金，最易于在加工中脱落成单体金；被包裹在石英或其它矿物中的金，如不形成单体，则很难回收；呈胶体吸附状态的金，则只有被吸附在硫化物颗粒上的才会随硫化物进入精矿，其余需另制定回收流程，如浸出法等。

（2）金的粒度

金的粒度在很大程度上决定了磨矿细度要求和选矿方法。按其选矿工艺的影响，将粒度划分以下五级：

巨粒金	$\geq 0.295\text{mm}$
粗粒金	$0.295 \sim > 0.074\text{mm}$
中粒金	$0.074 \sim > 0.037\text{mm}$
细粒金	$0.037 \sim > 0.01\text{mm}$
微粒金	$\leq 0.01\text{mm}$

巨粒和粗粒金易于在碎磨过程单体分离，利于重选法回收，但用浮选、浸出效果不佳；中粒金在磨矿时大都能单体解离，少部分呈连生体或被硫化物包裹，中、细粒金用浮选法和氰化法都能获得好的回收效果；单体金无论其颗粒大小均易被汞吸附。

（3）自然金的形状

自然金的形状分类参见表 1-11-109。

自然金的形状分类表

表 1-11-109

延 展 率	外 形 特 征		
	边界圆滑	边界平整棱角明显	边界不平整有尖角枝叉
1~1.5	浑圆粒状	角 粒 状	尖角粒状
1.5~3	麦 粒 状	长角粒状	枝 叉 状
3~5	叶 片 状	板 片 状	
>5	针 状		

自然金的不同形状，在不同的选矿方法中的回收效果不一样。如粒状的用重选法易回收，表面面积大的在溶剂中溶解快，片状的易浮选。

（4）金的表面污染

如金的表面有污染薄膜时，虽薄至 0.005mm 以下，也常使混汞、氰化或硫脲法的回收率大为降低。

（5）金矿石的物质成分

自然硫可使汞表面生成硫化汞；辉铋矿、砷黝铜矿等含铋或砷的硫化物或硫酸盐矿物，也会对汞的表面造成污染；有机碳、石墨、滑石、蛇纹石、绢云母、粘土等矿物微小薄片形成的机械薄膜覆于汞的表面，也会使汞失掉吸附金的能力，进而降低混汞选矿法

的效果。

当金主要以硫化物的包裹体形式存在,硫化物被氧化、或有泥矿存在时,会降低浮选的效果。

磁黄铁矿、白铁矿、黄铁矿、毒砂、辉锑矿,自然砷、锑、铜及其氧化物等,消耗氰化物或氰化溶液中的氧、矿石中的有机碳等,都会影响和降低氰化浸出效果。

含金的硫化物精矿中,砷是有害杂质,在冶炼过程中形成炉渣、堵塞管路、吸附贵金属并造成环境污染。

矿泥的种类和含量多少,对金矿石选冶方法及工艺流程结构有较大的影响。

11.1.16.4 金矿床工业指标

1. 金矿床一般参考指标

根据我国目前的技术经济条件和金矿的具体情况,金矿床评价参考工业指标,见表1-11-110。

金矿床评价参考工业指标表

表 1-11-110

矿石类型	边界品位	最低工业品位	矿区平均品位	最低可采厚度	夹石剔除厚度	无矿段剔除长度(m)	
	Au(g/t)	Au(g/t)	Au(g/t)	(m)	(m)	上下坑道对应时	上下坑道不对应时
金矿石	1~2	3~5	5~8	0.8~1.5	2~4	10~15	20~30

注: 1. 品位指标,当矿石易采易选、建设条件好的,取其下限值;反之取其上限值。

2. 最小可采厚度与夹石剔除厚度,当矿体产状陡时取其下限值;反之取其上限值。

2. 金矿床工业指标实例

我国金矿床工业指标实例,详见表1-11-111。

3. 金矿床伴生有益组分综合评价参考指标

我国金矿床伴生有益组分综合评价参考指标参见表1-11-112。具体应用时,应根据选矿试验结果,根据伴生有益组分富集于哪种精矿之中,并视其进一步分离的可能情况具体确定。

11.1.16.5 金矿产品质量要求

金矿产品分为中间产品和合质金-纯金两类。中间产品由冶炼厂按质计价,合质金-纯金由银行直接收购。金矿中间产品的质量要求以冶炼厂收购计价的下限值为准,其具体数值如下:

金精矿、金块矿含金由不小于5g/t起计价,小于5g/t由供需双方协议;

铜、铅、银、锑精矿含金由不小于1g/t起计价;

粗铜(铅)含金亦由不少于1g/t起计价。

合质金按含金量多少由银行直接收购。

11.1.16.6 岩金矿床规模的划分

目前,我国金矿山建设规模的划分,一般小于250t/d的矿山,为小型;大于250t/d而小于500t/d,为中型;大于500t/d而小于1000t/d为大型;大于1000t/d为特大型。根据我

我国金矿床工业指标实例表

表 1-11-111

矿床类型		矿区名称	品位指标(g/t)				开采技术指标(m)					
类型	亚类		边界品位	最低工业品位		平均品位	最小可采厚度		夹石剔除厚度	无矿段剔除长度		
				块段	单工程		陡倾斜	缓倾斜		对应	不对应	
石英脉型	金—石英	二道沟	1.0	3.0		5.0	0.8		2.0	10	20	
	金—黄铁矿	五龙	1.5	3.0		4.0	1.0		2.0	15	30	
		金厂沟梁	1.5	4.5		6.5	0.4			10	15	
		张家口	自然边界		3.0	4.5		1.5		8	8	
		灵山	1.0	3.0		3.5	1.0		2.0	10	20	
		金厂峪	1.5	3.5		4.0	1.0		3.0	10	20	
		杨碧峪	1.0	3.5		5.0		1.0	2.0	15	32	
		灵湖	2.0	4.0		5.0		1.2	2.0	20	40	
		海沟	2.0	4.5		5.0	0.8		2.0	20	40	
	金—硅质岩—石英	墨江	1.0		1.5	3.0		4.0				
	金—多金属	金洞岔	1.0	4.0		5.5		1.5	2.0	10	20	
		夹皮沟	1.5	4.0		6.0	1.0		2.0	15	30	
	金—锑	湘西	1.5	3.0		5.0	0.6		2.0	10	20	
	构造蚀变岩	喀耳崖	1.0	3.0		5.0	0.3		2.0	10	20	
	蚀变岩型		新城	1.5	3.0		4.5		1.1	3.0		
		破碎带 热液蚀变岩	熊家	2.0	3.0		4.0		1.1	2.0		
			三山岛	2.0			3.5		2.0	5.0		
	斑岩型		团结沟	1.0			3.5			5.0		

金矿伴生有益组份综合评价参考指标表

表 1-11-112

组份名称	Cu	Pb	Zn	WO ₃	Sb	Mo	S	Ag
含量(%)	0.1	0.2	0.4	0.05	0.4	0.01	2.0	

注: 1. Cu、Pb、Zn、Sb、Mo含量均指硫化物中的含量;

2. 硫指硫铁矿中的硫;

3. 在金矿床中普遍含银, 伴生银的含量评价数值视其回收情况而定。

国金矿床开发的实践经验, 为使金矿床规模和相关的矿山建设规模相适应, 并注意到金矿基本建设管理权限的范围, 金矿床规模的划分, 一般按下列标准是适宜的, 即:

小型 小于10t;

中型 10~25t;

大型 25~50t;

特大型 大于50t。

11.1.7 银矿

11.1.17.1 银的性质和用途

1. 银的物理和化学性质

银是一种美丽的白色金属，并且有特殊的柔性、韧性和化学稳定性。银的延展性在金属中也是首屈一指的，它可以敲成几乎透明的 3×10^{-5} cm厚的叶片，每克可拉成近2km长的细丝。银在各种金属中具有最好的导热和导电性能，其导电率为100，熔点为960.5℃。银的地球化学价为一价。在自然界里呈分散状态、主要存在于方铅矿中。

在热液阶段形成单独的银矿床十分少见，它往往与铅锌共生，并相比之下与铅的共生关系更加密切。在风化条件下，有时在氧化带的下部生成自然银，在气候较热的地区，银往往形成稳定的卤化物一角银矿。

2. 银的用途

由于银具有优良的物理化学性能，因此具有广泛的用途。

溶解于水中的银能杀死许多有害的细菌，十亿分之几克的银能使一升水变得纯洁，银的这种净化作用，被认为是这种金属最古老的“职能”。银的第二个职能也就是和金一样曾经起过货币作用。

随着科学技术的发展，银在其它方面的用途越来越广。自照像术发明以来，尽管有了许多改进，但是它始终离不开银及其化合物。碘化银在空中形成的屏幕能够减少暴风破坏力的作用；上个世纪以来，银就被用于制作镜子，而且也是医疗器械、望远镜、显微镜以及太阳能电池装置的主要材料；银丝用在最灵敏的物理仪器上；各种继电器的最重要接头，以及无线电系统的主要部件也都用银制造或焊接；各种自动装置、火箭和潜水艇、计算机和核装置上的通讯工具和信号系统的最重要线接头，其寿命要运转上百万次，为了经受这种极大的应力，一般都需要用银制造。此外，银还用于制作首饰、牙科医疗、以及做为涂料节省空调能耗方面都有独特的作用。

11.1.17.2 银的主要矿物及其特征

在自然界中，银和含银矿物种类相当繁多，特别是在表生成矿作用条件下银还能形成一些次生矿物。然而具有工业用途的银矿物却是为数不多的。

银的主要矿物及其特征，详见表1-11-113。

11.1.17.3 银矿石类型及加工方法

1. 银矿石类型

我国银有三分之二产自铅锌矿石。而以铅锌矿石中深红银矿、黑硫银锡矿、辉银矿等为主。银矿物多为微细粒嵌布，并与铅锌矿物在嵌布特性上存在着紧密的对立关系。当铅锌矿物嵌布较粗，则银矿物就对应的粗些，解离出的银矿物亦较多；当铅锌矿物嵌布细，则银矿物对应的亦较细，在磨矿产品中设有或有少量解离的银矿物。一般把磨矿能达到银矿物基本解离、浮选能有效富集的含银铅锌矿石称为“显性”矿石，而把磨矿达不到单体解离，且浮选又只能随铅锌矿富集而富集的含银铅锌矿石称为“隐性”矿石。在原矿中，银矿物的粒度只要大于 20μ 的有50%左右，即可划入“显性”矿石。

铅锌矿石中的含银品位高低，对选矿加工影响很大。因此，通常把铅锌矿石含银在100g/t以上的划分为高品位型；100~50g/t的，划为中等品位型；50g/t以下的，划为低

银的主要矿物及其特征表

表 1-11-113

矿物名称	化学分子式	颜 色	硬 度	密度(g/cm ³)	含银量(%)
自然银	Ag	银白色	2.5~3	10.1~11.1	>90
银汞矿	Ag ₂ Hg ₃	银白色	3.75	13.71	
铋银矿	Ag ₃ Sb	银白色	3.50	9.63~9.82	72.66
碲银矿	Ag ₂ Te	铅灰~钢灰色	2~3	8.24~8.45	62.86
辉银矿	Ag ₂ S	银灰~铁黑色	2~2.5	7.2~7.4	87.06
硒银矿	Ag ₂ Se	黄黑色	2.5	7~8	73.15
斜碲银矿	AgAsS ₂	浅红~橙色	1.5~2	4.88	43.69
辉碲银矿	AgSbS ₂	钢灰~铁黑色	2.5	5.25	36.72
深红银矿	Ag ₃ AsS ₃	深红~朱红色	2~2.5	5.57~5.64	65.42
硫铜银矿	AgCuS	深钢灰色	2.5~3	6.2~6.3	53.01
硫砷银矿	Ag ₇ AsS ₆	深钢灰色	2.5	5.92	65.4
脆银矿	Ag ₄ AgSbS ₄	铁黑色	2~2.5	6.25	68.33
硫铁银矿	AgFeFeS ₃	褐色	1.5	4.25	34.17

品位型。我国典型含银的铅锌矿床，含银矿物特点，见表 1-11-114。

典型矿区含银矿物特征表

表 1-11-114

矿 区 名 称	含 银 矿 物	载 体 矿 物	嵌 布 粒 度
凡口铅锌矿	深红银矿约占70% 银黝铜矿约占24%	方铅矿占54.33% 闪锌矿占32.34%	~20μ占82.2% 其中-5μ占27%
八家子铅锌矿	黑硫银黝矿约占 79.18%	方铅矿、闪锌矿	~20μ占52%，其 中-5μ占11.3%
孟恩套力盖银铅矿	深红银矿占62.3% 黑硫银黝矿占17%	方铅矿占52.41%	~37μ占6.44%、 其中-10μ占1.62%
栖霞铅锌矿	深红银矿、 银黝铜矿、辉银矿	黝铜矿、方铅矿、 黄铁矿、闪锌矿	银矿物一般小于 10μ
银山铅锌矿	深红银矿、银黝铜矿、 辉银矿、硫砷银矿	方铅矿、黝铜矿、闪 锌矿	最大粒度为60~90 μ，一般为20μ

2. 银矿石加工方法

银和金一样属于硬通货，世界各国对银的回收都十分重视。近年来各国加强了银工艺矿物学和回收方法的研究，促进了银的生产。目前银的回收方法可归纳为如下五种：

- (1) 混汞法；
- (2) 重选——浮选联合法；
- (3) 浮选法；
- (4) 浮选——浸出联合法；
- (5) 多种工艺联合方法。

以上加工方法只能得到银精矿、含银精矿或银的半成品，最后还须经过火法冶炼和电解，才能得到银的最终产品银锭。

11.1.17.4 银矿床工业指标

鉴于我国以往单独银矿床的找矿勘探实践有限,绝大多数银矿又都呈伴生组份产于其它金属矿床中,因此我国尚未制定银矿地质勘探规范,也无统一的银矿参考工业指标要求。个别矿床工业指标实例参见表1-11-115。

银矿工业指标实例表

表1-11-115

矿床类型	矿区名称	地质条件	银的主要矿物	边界品位 (g/t)	工业品位 (g/t)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
单独银矿床	破山银矿	产于炭质绢云母石英岩和斜长角闪岩中的单独银矿床	自然银、辉银矿、深红银矿、金银矿	50	120	1	2
伴生银矿床	孟恩银锡力矿	产于花岗杂岩体内,且受构造控制的银铅矿床	黑磁银矿、辉银矿、辉银矿、深红银矿、银黝铜矿、火氧辉银矿、自然银、铊银矿	Pb, 0.2% Zn, 0.6% Ag, 20		1	2

11.1.17.5 银矿产品质量要求

含银的各种金属矿石在矿山通过生产处理,只能得到各种金属精矿含银或单独的银精矿产品。它们均须在冶炼过程中进一步加工提炼,才能得到银的金属产品。银的矿产品分为两类:一是各种含银的金属精矿、二是单独的银精矿。

各种含银的金属精矿,其质量要求以含银量折价的最低起点高低而定。如锌精矿、锌焙烧矿银含量不能低于100g/t;铜精矿、铅精矿、铋精矿及其它各种精矿以其含银不低于20g/t开始折价。单独的银精矿含银量的多少,目前尚无统一的质量要求,须根据具体情况在矿山企业设计中确定。

11.1.18 铂族金属矿

11.1.18.1 铂族金属的性质和用途

铂族元素包括铂(Pt)、钯(Pd)、铱(Ir)、锇(Os)、钌(Ru)、铑(Rh)六个元素,其中铱、锇、铂为重铂族元素,铑、钌、钯为轻铂族元素。

1. 铂族金属的物理性质和化学性质

铂族金属的物理性质,见表1-11-116。

铂在空气中不变暗,是唯一能抗氧化直到熔点的金属,抗腐蚀能力很强。

钯在空气中缓慢加热即行氧化,在铂族金属中钯的抗腐蚀能力较差。

铱化学性质最稳定,抗氧化性能最好,是唯一可以在氧化条件下加热到2300℃而不发生严重损坏的金属。

铑的化学稳定性仅次于铱,抗氧化性能较好。

钌在中等温度下很耐腐蚀,但在空气中加热到450℃时开始缓慢氧化。

锇抗氧化性能较差。

2. 铂族金属的用途

铂族金属物理(机械)性能表

表 1-11-116

性 质	金 属					
	铂	铱	钨	钼	铈	钇
原子序数	78	77	76	46	45	44
原子量	195.09	192.22	190.2	106.4	102.9055	101.07
晶格结构	面心立方体	面心立方体	密集六方体	面心立方体	面心立方体	密集六方体
密度(20°)(g/cm ³)	21.45	22.65	22.61	12.02	12.41	12.45
熔点(°C)	1768	2443	3050	1552	1960	2310
电阻系数(0°C)(μΩ·cm)	9.85	4.71	8.12	9.93	4.33	6.80
磁化率(cm ³ /g×10 ⁻⁶)	+0.9712	+0.133	+0.052	+5.231	+0.9903	+0.427
抗张强度(退火)(10 ⁸ Pa)	1.266	11.263		1.758	7.033	5.064
硬度(退火), 维氏	40~42	200~240	300~670	40~42	100~102	200~350

由于铂族金属及其合金具有熔点高、耐摩擦、抗腐蚀、抗氧化、强度大、延展性好、热膨胀系数低、热电稳定性强、反光能力好等优点,所以在工业上被广泛利用。例如铂在制造硝酸、硫酸、石油加工和制造火箭、导弹燃料作催化剂,在控制汽车排气污染方面作催化转化剂,在喷气发动机制造方面作二次点火器,在造船工业中用于船壳的阳极保护,在人造纤维和玻璃工业中作喷丝头材料,在化学器皿、精密仪器、电解等工业中均有重要用途。铂在首饰业中用量也很大。钼被用于催化剂、自动开关触点及牙科方面,还可用钼合金管作提纯氢的扩散设备。铱、钨、钇、铈主要是作为改变铂、钼性能的合金元素。此外,铈在电镀和电子元件、钇在薄膜电子电路、放射性铱在放射性照明方面,都是重要材料。

11.1.18.2 铂族金属矿物及其特征

由于铂族矿物颗粒细小而分散,含量低,不易鉴定,所以长期以来确定的铂族金属矿物甚少。自六十年代起随着电子探针等技术的应用,铂族金属矿物的发现越来越多,目前已逾80个,再加上变种及未定名矿物已达200个之多。世界上已发现的铂族金属矿物包括九大类,即铂族金属的自然元素及金属互化物、砷化物、锑化物、铋化物、氧化物和碲化物、含铂族元素矿物等。其中以铂族金属的自然元素及金属互化物类最多,硫、砷、锑、砷化物次之,铋化物较少,碲化物和氧化物最少。

到目前为止,在大多数原生矿床中,铂族元素均作为伴生组份综合利用的对象。常见的铂族金属矿物及其特征见表 1-11-117。

11.1.18.3 铂族金属矿石加工方法

目前,铂族金属的主要来源是硫化铜-镍矿床及砂铂矿床,其次是铬铁矿床及有色金属冶炼的副产品,还有其它含铂族金属的金属废料。

从原生矿石中提取铂族金属,一般经选矿富集后送往冶炼厂。砂铂矿要经重力选矿后得到含铂族金属70~90%的精矿,直接冶炼。用混汞法提取金、银后的尾矿中的铂族元

表 1-11-117

常见铂族金属矿物及其特征表

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	磁性	含量 (%)				
						Pt	Ir	Os	Pd	Ru
自然铂	Pt	银白、钢灰	4~4.5	21.5	非磁性	84~88				
自然钯	Pd	银白、钢灰	4.5~5.0	10.84~11.97	非磁性				86.2~100	
铂钨矿	Pt ₄ Fe—Pt ₂ —Fe	钢灰、银白	4.0~5.0	14~19	磁性, 有弱非磁性	85.5~94.3	Fe 5.2~11			
铂铱矿	Pt ₂ Ir—Pt ₁ Ir	银白、灰白	4.13~5.9	17~19.5	磁性	48.3~77	7~27.8			
铂铑矿	IrOs—Ir ₂ Os	银白、灰黑	6.9~7.1	17.1~21.1	非磁性		46.6~77.2	18.0~49.3		
铑铑矿	Os>Ir—Os ₄ Ir	钢灰、银白 暗灰、青铜		20~22.5	非磁性		12.3~43.9	41.8~86.5		
钌金矿	Au, Pd	金黄、稻草色、 灰色、青铜、银白	2~3	12.5~15.73	非磁性			Au 85.2~91.1	5.8~11.6	
铂钼矿	Pt ₃ Sn ₂	灰色	3~4		磁性	68	Sn 21			
铂钨矿	Pd ₄ Sb	银白至暗钢灰色	4~5	9~9.5					70.35~73	Sb 26~27.95
铂砷矿	PtAs ₃	银白	6~6.8	10.5~10.7	非磁性至弱磁性	50.3~57	As 39.88~46.8			
铂硫矿	PtS	黑、钢灰、灰白	5.4~5.5	9.5~9.52	非磁性	77.1~85.6	S 12.93~17.5			

素, 仍需富集后再行精炼。

从硫化铜—镍矿床的矿石中提取铂族金属的过程是复杂的。在镍的选冶过程中, 铂族金属主要随镍的富集而富集。在镍的精炼时, 铂族金属进入阳极泥, 阳极泥经过处理后, 即可得铂族金属精矿, 再通过湿法冶炼, 得到海绵铂 (含 Pt 99.9%)、海绵钯 (含 Pd 99.9%)、海棉铑、铈、铱、钌等产品。铂族金属锭可用粉末冶金或高频感应电炉熔化制得。

11.1.18.4 铂族金属矿床工业指标

我国目前尚未制订过正式的铂族金属矿床工业指标。近年来, 国际市场上铂的价格下降, 与金的价格相近, 但在国内铂的价格仍高于金的价格。加之铂族金属矿床一般都有几种铂族元素及其它元素可供综合利用, 这就决定了铂族金属矿床工业指标 (指边界品位、工业品位) 比金矿床工业指标低是合理的。铂族金属矿床参考工业指标见表 1-11-118。

铂族金属矿床参考工业指标表

表 1-11-118

矿床类型		边界品位 Pt + Pd (g/t)	最低工业品位 Pt + Pd (g/t)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
原矿 生床	硫化铜—镍矿床	0.3~0.5	≥ 0.5	1~2	2
	伴生铂矿床	只要能回取, 有多少计算多少			
砂 矿 床	松散沉积物中的砂铂矿床	0.03g/m ³	$\geq 0.19\text{g/m}^3$	0.5~1	1
	胶结的砂砾岩中的砂铂矿床	0.1~0.5g/m ³	1~2g/m ³	0.5~1	1

11.1.19 稀有金属矿

目前稀有金属尚无确切定义, 本手册按我国现行的《稀有金属矿地质勘探规范》所示将锂、铍、铷、铯、锶、钍、铀、钼八种元素列为稀有金属元素。

11.1.19.1 稀有金属的性质和用途

1. 稀有金属的物理和化学性质

1) 锂

锂为银白色的高能金属, 新鲜面有微黄色光泽, 密度为 0.354g/cm^3 (20°C), 是常温下所有呈固态金属中最轻的金属。摩氏硬度 0.6, 可被小刀切割。韧性大, 有延性 (相对延伸率 50~70%)。临界温度 3223°K , 临界压力 $6.80 \times 10^7\text{Pa}$, 锂的热熔量为 0.941 ($10 \sim 100^\circ\text{C}$), 是所有金属中最大者, 熔化潜热为 137.5J/g , 蒸发潜热为每克原子 148.3kJ , 每原子的热中子吸收截面为 67 靶。锂的理论放电能力在所有电极系统中最大, 电极电位最低, 导电性好, 密度小, 有利于获得较大的能量。

锂在潮湿空气中易氧化成氢氧化锂, 遇水激烈燃烧, 甚至爆炸。锂在稀酸中剧烈溶解, 在浓硫酸中溶解较慢, 在浓硝酸中强烈氧化, 甚至燃烧。

2) 铍

铍是轻金属之一, 颜色为浅灰—深灰色, 粉末呈暗灰色, 具韧性与可塑性。铍具有最

高的熔化潜热 ($1131.3 \sim 1152.2 \text{ J/g}$)，较高的燃烧热 (71.9 kJ/g)，热中子吸收截面最小 (0.009 靶/原子)，散射截面大，热导率高和电导率低，热容量大，比热、比强度、比弹性模量与刚度大，有良好的耐腐蚀性和高温强度，因而被称为“空间金属”。铍金属有剧毒，但合金无毒。

铍在常温干燥的空气中是稳定的，能溶于任何浓度的盐酸、硫酸、冷的稀硝酸和热的浓硝酸中。

3) 铷和铯

铷和铯是碱金属中最重、正电性最强的两个元素。二者的主要物理和化学性质相近。

铷、铯金属均呈银白色、新鲜面有金属光泽，具高度的柔软性与可塑性。

铷、铯是两个最活泼的金属，在氧及空气中能自燃，在常温下遇水能激烈燃烧甚至爆炸。铷、铯与所有非金属元素（除氮外）都能作用，可与碱金属、碱土金属及汞、镉、铋、金等形成合金。金属态的铷、铯是最强的还原剂，其化合物具有高度的离子键，金属离子是所有离子中最稳定的。铷、铯还具有独特的光电效应，光电效应门限分别为 $0.73 \mu\text{m}$ 与 $0.80 \mu\text{m}$ 。

4) 锆

锆的硬度小、熔点高、外观似钢，具延展性。金属锆颜色灰白，具有可塑性，导热率仅为铁的 $1/4$ ，导电率为铜的 4.1% 左右。

金属锆耐高温，耐腐蚀。其耐腐蚀性能优于钛和特种钢，接近于钽，一般不与酸碱起化学反应。锆粉可自燃，除了惰性气体外，所有气体在高温下都能与锆起反应。锆也能与固态金属、陶瓷材料起反应，有时甚至达到爆炸程度。

5) 铪

铪的金属颜色灰白，具可塑性，密度大，耐高温。

铪在核工业中有突出的性能，对热中子俘获截面达 115 靶/原子 ，为锆的 500 多倍，并且具有良好的机械性能，耐辐射与热水蒸汽腐蚀等性能。铪的氧化物薄膜具有优良的电气特性及耐蚀性。

铪的耐蚀性强，在 100°C 以下不与任何浓盐酸、硝酸以及浓度低于 50% 的硫酸作用，在碱溶液中也相对稳定。铪（特别是粉末）能激烈地吸收气体，如氧、氢、氮等，因而是一种理想的吸气剂。

6) 铌

铌具有耐高温、抗疲劳、抗变形、耐腐蚀的特性，同时具有高度的延展性、导热、单级导电及吸收气体等性能。

铌金属呈钢灰色，粉末呈深灰色，具高度的可塑性。

铌金属不溶于任何浓度的冷硫酸、盐酸和硝酸，仅溶于热的硫酸以及氢氟酸和碱。

7) 钽

钽具有熔点高、抗腐蚀和易于加工等特点。钽金属呈带蓝的钢灰色，断口呈银灰色，粉末呈深灰色，具有高度可塑性。

钽具有高度的延展、导热、导电性和吸收气体等性能，也具有密度大、强度高、抗疲劳、抗变形等特性，并有很强电子放射能力和中子吸收能力。

钽在常温的空气中是稳定的，除溶解在硝酸和氢氟酸的混合液、氢氟酸、热的浓硫

酸、苛性碱外，不溶于其它任何溶液。

2. 稀有金属的用途

1) 锂的用途

锂的用途十分广泛，它不仅是国防上具有重要意义的战略物资，而且在国民经济的各个部门及人类日常生活中也获得广泛应用，被称为“推动世界前进的重要元素”。

在原子能工业及国防、宇航工业中，锂同位素 Li_6 是制造氢弹不可缺少的原料，用中子轰击 Li_6 时生成氦（超重氢），而氟化 Li^6 就是氢弹的炸药，1 kg 氟化 Li_6 的爆炸力，相当于50000t三硝基甲苯。

应用锂可获得巨大核能（1 kg 锂可获得相当于4000t原煤的热量），这是一种比利用重原子核产生核能更为优越的新能源。

锂还可用作反应堆防护屏、冷却剂、传热介质、中子减速剂、铀钍溶剂等。同时还用作飞机、火箭、潜艇等离子发动机的推进剂，人造卫星、宇宙飞船、飞机等的结构材料。

在炼铝工业中加入碳酸锂后，反应生成氟化锂，能降低电解质熔点，降低槽温，从而提高电流效率，降低电耗，提高产量，最终体现在降低成本和改善环保两个方面。炼铝工业是国外消耗锂最大的部门。锂还可制造轻合金、超轻合金等。

在玻璃陶瓷工业中，玻璃配料添加锂化物，可简化玻璃生产流程、改善玻璃质量、提高玻璃的密度、强度、延性、光泽和耐蚀性等。加锂制成的微晶玻璃，可用做烹饪用具、热交换器、电子管套装、电容器、真空设备、催化剂载体、超音速飞机玻璃等。目前玻璃陶瓷工业在国外是锂的第二大消费部门。

在电池制造中，锂电池具有比能量高、低温性能好、工作电压高、贮存寿命长、充电时间短等优点。据推测到公元2000年，将有2/3的锂要用于锂电池。

另外锂在润滑脂中有广泛的使用，也用于空调及制冷装置、医药、磁性材料、萤光材料、压电材料、消毒剂、有机合成以及橡胶工业等。

2) 铍的用途

金属铍主要用于核工业和空间技术，被广泛用作原子能反应堆的防护材料和制备中子源。在宇航、导弹、火箭、航空工业中被大量用作制动装置、结构材料、飞船蒙皮及导航系统、高能燃料添加剂等。

铍合金、主要是铍铜合金具有良好的铸造性、导热性、为典型的模具材料。铍铜具有极好的耐磨性、耐疲劳、强度大及良好的导电性、非磁性和无火花性，故广泛用于家用电器、汽车、通讯、机械等导电弹簧材、海底电缆中继器及因火花危险易引起爆炸的矿山、工厂等。

氧化铍还可制铍陶瓷，用于集成电路插件、功率晶体管衬底散热板、引波管部件、离子激光部件等，此外还用于制造特种玻璃、化工催化剂、太阳能电池、激光、微波雷达等。

3) 铷和铯的用途

铷和铯的性能相近，其用途也基本一致，目前主要用于科技研究部门。

铷铯具有独特的光电性质，是制作光电管和光电倍增管光电阴极的最好材料，已广泛用于光电仪器和电子射线仪器中。

铯辐射能的振荡频率非常稳定，铯原子钟已从1972年起为国际上全面采用，发展很

快。

铷铯的化学活性大、电离电位低，能使催化剂具有更好的活性、稳定性和选择性。铷铯催化剂应用也较广泛。铷铯的盐类可制药，用它们的放射性同位素诊断肿瘤效果很好。另外，铷铯在玻璃陶瓷、合成橡胶、高能固体燃料、等离子体技术等方面都有应用。

4) 锆的用途

锆在原子能工业、冶金工业、电气电子工业、化学工业、玻璃陶瓷工业及医疗器械等方面都有应用。

在原子能工业中，锆主要用作原子反应堆中核燃料的包套材料、核燃料、减速材料、结构材料及控制材料。

由于锆耐高温、耐腐蚀，一般不与酸碱起作用，因此广泛应用于冶金工业和化学工业中，作耐火材料、型砂和耐蚀材料。

5) 铪的用途

铪主要用于核反应堆中，是理想的核反应堆控制材料。

铪具有难熔、抗氧化和耐蚀的性能，是一种突出的耐高温材料，用于宇航、导弹、飞机等耐高温的合金结构材料。此外，在冶金、电子、化工、玻璃陶瓷及民用工业方面也有较广泛的用途。

6) 铌的用途

铌在钢铁工业、原子能工业、航空和宇航、电子工业、超导材料及机械工业中均有广泛应用，特别在钢铁工业中应用最广。1981年70%以上铌都用在高强度低合金的微合金钢上。铌合金广泛应用在桥梁、铁塔、管道、造船、飞机、汽车、坦克及空间技术等方面。

在超合金方面，铌主要作为镍基超合金的添加剂，可提高合金的高温强度，超合金是宇航工业上制造高效能涡轮机部件的材料。铌还可用作反应堆的结构材料。

铌具有优良的超导性能，是目前铌钛、铌锡超导材料的重要原料。

7) 钽的用途

钽除了与铌的用途基本相同外，在电子工业、化学工业、医药卫生等方面还有广泛用途。用钽制作的电容器体积小、容量大、稳定性能高，多用于雷达、导弹、宇航设备及电子计算机。目前电容器方面所需的钽占世界钽产量的55%左右。用钽制成的超硬合金（碳化钽）、热强合金和最难熔合金，可作高速和超硬切削工具、轴承、钻头、航空构件及汽轮机部件等。此外钽还可代替铂，生产抗酸设备等。

11.1.19.2 稀有金属的主要矿物及其特征

1. 锂、铷、铯的主要矿物及其特征

世界上已发现的锂、铷、铯矿物有150余种。其中锂的常见矿物20多种，同时还有呈离子状态的液体矿产—盐湖和盐井卤水；含铷矿物10多种，铷具有独立矿物4种：含铷矿物10多种，但铷尚未发现独立的工业矿物，而是以类质同象分散存在于长石、云母等族矿物中和呈离子状态存在于盐湖和盐井卤水中。目前国内铷主要从锂云母中提取，其次在炼铯时由铯榴石中综合回收。

锂、铷、铯的主要矿物及特征见表1-11-119。

2. 铍的主要矿物及其特征

锂、铷、铯主要矿物及特征表

表 1-11-119

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	氧化物含量(%)
锂辉石	$\text{LiAl}(\text{Si}_2\text{O}_6)$	灰白、无色 浅紫、灰绿 烟灰、黄色	6.5~7	3.03~3.22	Li_2O 5.80~7.40
锂云母	$\text{K}(\text{Li}_{2-x}\text{Al}_{1+x}[\text{Al}_{2x}\text{Si}_{4-2x}\text{O}_{10}]\text{F}_2)$	玫瑰、紫、 浅紫、桃红	2~3	2.8~2.9	Li_2O 3.2~6.45 Rb_2O 0.91~3.30 Cs_2O 0.02~1.03
快锂云母	$\text{K}(\text{LiFeAl}[\text{AlSi}_3\text{O}_{10}]\text{F}_2)$	灰褐、黄褐、 暗绿、浅绿	2~3	2.9~3.2	Li_2O 1.1~5.0 Rb_2O 1.22~2.05 Cs_2O 0.02~0.22
锂磷铝石	$\text{LiAl}(\text{PO}_4)\text{F}$	灰、黄白、 白、绿白、 浅蓝等	5.5~6	2.92~3.15	Li_2O 7.1~10.1
透锂长石	$\text{Li}[\text{AlSi}_4\text{O}_{10}]$	无色、白色、 灰色、黄色	6~6.5	2.3~2.5	Li_2O 3.4~4.74
铯榴石	$\text{Cs}[\text{AlSi}_2\text{O}_6] \cdot n\text{H}_2\text{O}$	无色、白色、灰 色、有时浅红、 浅蓝、浅紫	6.5~7	2.7~2.9	Cs_2O 23.5~36.5 Rb_2O 0.22~1.62

目前已发现铍矿物有60余种, 常见矿物约40种, 其中香花石、顾家石、锂铍石为我国首次发现。

当前铍矿物原料主要为绿柱石和羟硅铍石, 其它铍矿物由于选冶技术或经济效益方面的原因, 多未被有效利用。

铍的主要矿物及其特征, 见表 1-11-120。

铍的主要矿物及其特征表

表 1-11-120

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	BeO含量 (%)
绿柱石	$\text{Be}_3\text{Al}_2(\text{Si}_6\text{O}_{18})$	无色, 绿, 黄绿, 淡蓝绿, 粉红等色	7.5~8	2.6~2.9	9.28~14.4
硅铍石 (似晶石)	$\text{Be}_2(\text{SiO}_4)$	无色, 酒黄淡玫瑰, 褐色	7.5~8	2.97~3.00	43.6~45.8
金绿宝石	BeAl_2O_4	黄绿、黄、宝石绿, 绿白色	8~8.5	3.63~3.84	19.15~21.15
羟硅铍石	$\text{Be}_4(\text{Si}_2\text{O}_7)(\text{OH})_2$	无色, 灰黄色	6~6.5	2.60±	35.1~42.77
日光榴石	$\text{Mn}_4(\text{BeSiO}_4)_3\text{S}$	灰、褐、黄、黄褐, 少数绿色	6~6.5	3.20~3.44	8.9~14.9
铈日光榴石	$\text{Zn}_4(\text{BeSiO}_4)_3\text{S}$	无色, 暗紫, 玫瑰红色	5.5~6.5	3.44~3.79	11.91~15.5
铁榴石	$\text{Fe}_4(\text{BeSiO}_4)_3\text{S}$	无色, 黄, 玫瑰红, 红褐色	6	3.28~3.44	12.0~16.32
香花石	$\text{Li}_2\text{Ca}_3(\text{BeSiO}_4)_2\text{F}_2$	无色, 乳白色	6.5	2.90~3.00	15.78~16.30

3. 锆、铪的主要矿物及其特征

锆矿物已发现有50多种, 其中常见矿物20多种。含铪矿物近10种, 主要含铪矿物为锆石, 但数量有限, 工业提取铪主要在含(富)铪锆石及锆石中综合回收获取。

锆、铪的主要矿物及其特征, 见表1-11-121。

4. 钽铌的主要矿物及其特征

目前已知钽铌矿物130多种, 常见矿物30多种, 主要矿物及其特征见表1-11-122。

锆铪的主要矿物及其特征表

表1-11-121

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	放射性	氧化物含量(%)
石英石	Zr(SiO ₄)	无色, 淡黄, 黄褐, 紫红, 淡红, 蓝, 绿, 烟灰	7.5~8	4.4~4.8	有时有	ZrO ₂ : 49.55~67.1 HfO ₂ : <2
含(富)铪锆石	(Zr, Hf)(SiO ₄)	浅红褐, 浅紫, 或浅棕, 乳白, 褐红	6	4.8~5.42	有时有	ZrO ₂ : 48.18~60.93 HfO ₂ : 2~70
斜锆石	ZrO ₂	无色, 黄, 绿, 黑褐色	6.5	5.4~6.02	有时有	ZrO ₂ : 95.2~98.9
异性石	(Na, Ca) ₂ ZrSi ₆ O ₁₇ (OH, Cl) ₂	黄褐色, 褐红色	5.0~5.5	2.14~2.98	无	ZrO ₂ : 11.6~15.3

注: 当HfO₂>4%时称富铪锆石, 当HfO₂>70%时, 称为铪石

11.1.19.3 稀有金属矿石类型(品级)和加工方法

1. 稀有金属矿石类型和品级

1) 稀有金属矿石自然类型

根据矿石的风化程度, 划分为全风化矿石、半风化矿石及原生矿石三个自然类型。

(1) 全风化矿石

矿石松散——疏松, 含泥率高, 长石绝大部分(90%以上)风化为高岭土; 脉石及稀有金属矿物绝大部分能自然单体解离; 用(7~9)×10⁵Pa的水枪能正常开采, 选矿需要洗矿、脱泥, 一般不需破碎与磨矿。抗压强度<2×10⁵Pa。

(2) 半风化矿石

矿石基本呈块状, 用小锤敲击即松散或碎成小块; 长石大部份(50~90%)风化成高岭土, 部份未彻底风化的长石尚保留晶形; 用(7~9)×10⁵Pa的水枪开采困难, 十字镐可挖掘; 采下的矿石不易单体解离, 选矿时一般需磨矿。

(3) 原生矿石

矿石坚硬, 开采需打眼爆破; 长石没有或少量风化成高岭土, 分解率<50%; 矿物不能自然单体解离, 选矿需要破碎和磨矿。

2) 稀有金属矿石的工业类型

稀有金属矿床中不同部位、不同地段的矿体, 其化学成分、矿物成分、所含稀有金属种类、赋存状态和矿物产出特征及矿物的共生组合, 常存在不同程度的差异, 因而其采选(冶)工艺和所获得的产品品种与品级也不相同, 根据这些差异, 可将矿石划分为不同工业类型。

(1) 根据矿石的自然类型, 划分为全风化、半风化、原生矿石三个工业类型。

钽铌主要矿物及其特征表

表 1-17-122

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	放射性	氧化物含量 (%)
铌铁矿	(Fe,Mn)(Nb,Ta) ₂ O ₆	黑~褐黑色	4.2~4.8	5.2~6.25	有时有	Nb ₂ O ₅ > 63.77 Ta ₂ O ₅ < 15.0
钽铁矿	(Fe,Mn)(Ta,Nb) ₂ O ₆	黑, 褐黑, 褐红色	5.7~6.8	6.25~8.25	有时有	Ta ₂ O ₅ > 72.18 Nb ₂ O ₅ < 10.0
烧绿石	(Ca,Na) ₂ Nb ₂ O ₆ (OH,F)	暗棕, 浅红, 棕, 黄绿色	5~5.5	4.03~5.40	有	Nb ₂ O ₅ : 52.0~73.05 Ta ₂ O ₅ : 1.44~8.65
细晶石	(Ca,Na) ₂ (Ta,Nb) ₂ O ₆ (O,OH,F)	浅黄, 黄褐, 橄榄绿色	5~6	5.9~6.4	有时强	Ta ₂ O ₅ : 52.30~79.72 Nb ₂ O ₅ : 0.4~11.85
褐钇铌矿	YNbO ₄	黄褐, 黑褐色	5.5~6.5	4.89~5.82	有时强	Nb ₂ O ₅ : 32.29~51.65 ΣY ₂ O ₃ : 33.81~42.26 Ta ₂ O ₅ : 2.76~11.43
黄钇钽矿	YTaO ₄	黄褐, 灰黄色	5.5~6.6	6.24~7.03	有时强	Ta ₂ O ₅ : 47.46~55.51 Nb ₂ O ₅ : 2.15~9.50 TR ₂ O ₃ : 32.98~33.20
铌铁金红石	(Ti,Nb,Ta,Fe)O ₂	棕褐, 褐黑, 黑色	6.0~6.5	4.3~5.6	无	Nb ₂ O ₅ : 4.7~32.2 Ta ₂ O ₅ : 0.13~23.5
钽铁金红石	(Ti,Ta,Nb,Fe)O ₂	黑色	6.0~6.5	5.30~6.24	无	Nb ₂ O ₅ : 0.2~13.41 Ta ₂ O ₅ : 6.0~39.0
易解石	Ce(Ti,Nb) ₂ O ₆	黑, 棕褐, 紫红色	5.0~6.0	4.94~5.37	有时特强	Nb ₂ O ₅ : 23.85~35.5 Ta ₂ O ₅ : 0.12~6.97 ΣTR ₂ O ₃ : 24.03~39.89
铈-易解石	(Ce,Ca,Th)(Nb,Ti) ₂ O ₆	黑色	6	5.056	有	Nb ₂ O ₅ : 41.69 ΣTR ₂ O ₃ : 33.29
黑稀金矿	Y(Nb,Ti) ₂ O ₆	黑, 灰黑, 褐黑, 褐色, 红棕, 桔黄色	5.5~6.5	4.1~5.87	有时特强	Nb ₂ O ₅ : 21.0~34.0 Ta ₂ O ₅ : 1~12 (Y) ₂ O ₃ : 14~21.31
重钽铁矿	Fe(Ta,Nb) ₂ O ₆	褐黑至黑色	6.0	7.36~7.85	无	Ta ₂ O ₅ : 73.37~82.55 Nb ₂ O ₅ : 1.37~11.22
铀钽矿	Y(Fe,U)(Nb,Ta) ₂ O ₈	绒黑色, 褐黑, 浅褐, 黄褐色	5~6	4.50~5.76	强	Nb ₂ O ₅ : 23.87~55.13 Ta ₂ O ₅ : 3.27~27.88 Y ₂ O ₃ : 5.93~17.65

注: 1. 一般Ta₂O₅ < 15%称铌铁矿, Nb₂O₅ < 10%称钽铁矿, Na₂O₅ > Ta₂O₅称钽铌铁矿, Ta₂O₅ > Nb₂O₅称钽铌铁矿。Fe/Mn < 1称铌铁矿、钽铁矿, Fe/Mn > 1称铌铁矿、钽铁矿。

2. 当TiO₂ > (Nb, Ta)₂O₅ (重量%)者称复稀金矿。

3. 若Nb₂O₅ < Ta₂O₅, 则称重钽铁矿。

(2) 根据矿物结构构造(或岩相)与矿石中所含的主要稀有金属种类, 稀有金属矿石划分为铌矿石、钽矿石、钽铌矿石、铌矿石、铌钽矿石五个主要矿石工业类型。

为合理利用矿产资源, 对不同类型矿石, 凡分采分选有经济效益、技术上可行, 均须按采选(冶)工艺要求制定划分矿石工业类型的工业指标, 分别圈定不同类型的稀有金属

矿石工业类型。

3) 稀有金属矿石技术品级

根据采选工艺与精矿产品质量要求,按照同一工业类型矿石中稀有金属矿物的有益、有害组份富集程度和可能获得经济效益大小划分矿石工业品级。

(1) 根据稀有金属矿物晶体大小,分为手选矿石与机选矿石两个品级。

稀有金属矿物在矿床中晶体悬殊极大,有的磨矿到 0.074mm (-200目)还不能完全单体解离,但在花岗伟晶岩矿床和气成热液矿床中,绿柱石、锂辉石、钽铌铁矿、铈榴石等矿物,常呈数厘米至数十厘米、甚至数米的粗大晶体,赋存在不同矿物结构构造带中,手选即可获得合格或高质量、高品位产品。

根据经验,绿柱石直径 $\geq 0.5\text{cm}$,手选矿物品位在 $0.1\sim 0.2\%$ 以上;锂辉石直径 $\geq 3\text{cm}$,手选矿物品位在 $2\sim 3\%$ 以上就适于手选。可手选的矿物需制定手选矿物工业指标,以圈出这一品级矿石。钽铌铁矿、铈榴石等矿物,因分布极不均匀,一般不制定手选指标,在开采中顺便手选回收,手选矿石尾矿均可作为机选矿石。

在制定手选矿物指标时,应注意勘探时所测定的手选品位一般较开采品位系统偏低。其原因是勘探采样手选矿物粉碎率($30\sim 70\%$)大于开采粉碎率($15\sim 30\%$)。

(2) 根据选矿精矿产品的质量要求划分矿石品级。

稀有金属矿石由于所含有益、有害组份不同,选矿所获精矿产品的质量也不同,因此可将矿石划分为高钽矿石、高锂矿石、锂云母矿石、低铁锂辉石矿石、富铈铈矿石等等不同品级。

(3) 根据矿石中主要稀有金属富集程度划分为富矿与贫矿。

2. 稀有金属矿石加工方法

1) 铍矿石加工方法

(1) 选矿方法

铍精矿的选矿方法有浮选法、按粒度分级法和联合选矿方法。由于铍矿物常与锂、铌、钽、钨锡等矿物共生,因此目前多采用重选、浮选、电选和磁选的联合工艺。先采用重选、电选、磁选回收钽、铌、钨、锡矿物,再用浮选法选铍、锂,最后进行铍、锂分离,得出铍精矿和锂精矿。

(2) 冶炼方法

首先用硫酸法或氟化法将铍精矿制成氧化铍或氢氧化铍,再用还原法制取金属铍。

(3) 铍材及制品

使用金属熔铸法,铍铸不成坯锭,只能采取真空熔铸铍锭后,经车削、研磨成铍粉,再经粉末冶炼,采用真空热压或冷热等静压,最后再经机械加工生产出各种铍制品。

2) 锂矿石加工方法

(1) 选矿方法

一般采用浮选法。锂辉石的浮选流程为:磨矿——重选、磁选得钽铌精矿,重磁选尾矿经二段球磨、浮选,得锂辉石精矿。锂云母选矿流程一般为三段开路碎矿、二段重选再经磁选得钽铌精矿,所有尾矿经两次浮选得锂云母精矿,浮选尾矿脱泥得长石粉。

(2) 冶炼方法

锂盐的冶炼方法有过硫酸钾法、石灰法、硫酸法和碱压煮法等四种。目前美国大都采

用硫酸法处理锂辉石,我国过去采用石灰石烧结法,现某些工厂也已改为硫酸法。处理盐湖卤水采用碳酸盐法。锂的冶炼产品有氢氧化锂、碳酸锂和氯化锂。金属锂的唯一工业生产方法是氯化锂——氯化钾混合熔盐电解法。

3) 铷、铯矿石加工方法

(1) 选矿方法

生产铷、铯的主要原料是铯榴石和锂云母。铯榴石精矿主要由手选获得,锂云母精矿则由手选和浮选获得。

(2) 冶炼方法

从铯榴石提取铷、铯的方法有酸法、碱性熔融焙烧、氯化焙烧等法。从锂云母提取铷、铯一般采用氯锡酸盐法和铁氰化物法。

4) 钽铌矿石加工方法

(1) 选矿方法

通常采用多种选矿方法多次选别,如重选、浮选、磁选、电选或选冶联合流程,获得钽铌精矿。

(2) 冶炼方法

钽冶炼首先采用氢氟酸分解法、氯化法等,获得氟钽酸钾、氧化钽和氯化钽等钽的中间产品。金属钽的制取主要采用还原法。

铌冶炼通常采用 $\text{HF}-\text{H}_2\text{SO}_4$ 分解钽铌铁矿, MIBK或仲辛醇萃取分离钽铌,氨水沉淀,灼烧制取氧化铌。处理烧绿石主要采用萃取法和氯化法制取氧化铌。铌铁的制取一般采用炉外铝热还原和电炉铝热还原法。金属铌的生产,主要是用间接碳热还原法、铝热还原法、直接碳还原——氢化制粉法和金属热还原法。我国主要采用间接碳热还原法制金属铌。

5) 锆铪矿石加工方法

(1) 选矿方法

采用重选、磁选、电磁选等方法获取锆精矿或富锆锆石精矿。

(2) 冶炼方法

工业生产锆一般采用克劳尔法,即镁还原四氯化锆法。铪主要由锆铪分离获取。

11.1.19.4 稀有金属矿床工业指标

1. 稀有金属矿床一般参考工业指标

根据现行《稀有金属矿地质勘探规范》的规定,结合目前稀有金属矿床勘探实际情况,各种稀有金属矿床的一般参考工业指标,见表1-11-123至表1-11-126。

锂矿床一般参考工业指标表

表 1-11-123

矿床类型	边界品位(%)		单工程或块段品位(%)		最低工业品位(矿床或矿体%)		最小可采厚度(m)	夹石剔除厚度(m)
	机选(Li ₂ O)	手选锂辉石	机选(Li ₂ O)	手选锂辉石	机选(Li ₂ O)	手选锂辉石		
花岗伟晶岩型矿床	0.4~0.6	无	0.6~0.8	2.6~5	0.8~1.1	5~8	1.0	≥2.0
碱性长石花岗岩型矿床	0.5~0.7		0.7~0.9		0.9~1.2		1.0~2.0	≥4.0
盐湖卤水型矿床					LiCl, 1000mg/l			

铍矿床一般参考工业指标表

表 1-11-124

矿床类型	边界品位(%)		单工程或块段品位(%)		最低工业品位 (矿床或矿体%)		最小可 采厚度 (m)	夹石剔除 厚度 (m)
	机选(BeO)	手选绿柱石	机选(BeO)	手选绿柱石	机选(BeO)	手选绿柱石		
气成热液型 矿床	0.04~0.06	0.05~0.10	0.05~0.08	0.10~0.20	0.08~0.12	0.2~0.7	0.8~1.5	≥2.0
花岗伟晶岩 型矿床	0.04~0.06	0.05~0.10	0.05~0.08	0.10~0.20	0.08~0.12	0.2~0.7	0.8~1.5	≥2.0
碱性长石花 岗岩型矿床	0.05~0.08		0.07~0.10		0.10~0.14		1~1.5	≥4.0
残一坡积型 砂矿床		0.6kg/m ³		1.0kg/m ³		2.0~2.5 kg/m ³	1.0	

锆矿床一般参考工业指标表

表 1-11-125

矿床类型	边界品位		单工程品位		最低工业品位		最小可采 厚度 (m)	夹石剔除 厚度 (m)
	ZrO ₂ (%)	锆英石 (kg/m ³)	ZrO ₂ (%)	锆英石 (kg/m ³)	ZrO ₂ (%)	锆英石 (kg/m ³)		
原生矿床	3.0		3.0~7.0		3.0		0.8~1.5	≥2.0
风化壳型矿床	0.3		0.3~0.7		0.8		0.8~1.5	
海滨砂矿床	0.04~0.06	1~1.5	0.06~0.15	1.5~3	0.10~0.24	4~6	0.5	

注：当矿床为富锆锆矿床时，应计算锆的储量，单独的锆矿床目前暂无开采价值。

钽铌矿床一般参考工业指标

表 1-11-126

矿床类型	Ta ₂ O ₅ Nb ₂ O ₅	边界品位(%)		单工程或块段品位(%)		最低工业品位 (矿床或矿体%)		最小可 采厚度 (m)	夹石剔除 厚度 (m)
		(Ta,Nb) ₂ O ₅	或Ta ₂ O ₅	(Ta,Nb) ₂ O ₅	或Ta ₂ O ₅	(Ta,Nb) ₂ O ₅	或Ta ₂ O ₅		
花岗伟晶岩 型矿床	≥1.0	0.012~0.015	0.007~0.008	0.015~0.021	0.008~0.011	0.022~0.026	0.012~0.014	0.8~1.5	≥2
碱性长石花 岗岩型矿床	≥1.0	0.015~0.018	0.008~0.01	0.018~0.023	0.010~0.012	0.024~0.028	0.012~0.015	1.5~2.0	≥4
风化壳型 矿床(褐 钨矿或 钨铁矿)	—	0.008~0.010	重砂品位 80~100g/m ³	0.010~0.015	重砂品位 100~250 g/m ³	0.016~0.020	重砂品位 250~280 g/m ³	0.5~1.0	
原生钽矿 床	—	0.05~0.06		0.006~0.010		0.08~0.12		5.0	≥5
河流冲积 型砂矿床 (钨铁矿 或褐钨 矿)	—	0.004~0.006	重砂品位 40g/m ³	0.06~0.08	重砂品位 40~250g/m ³	0.01~0.012	重砂品位 ≥250g/m ³	0.5	≥2

2. 稀有金属矿床工业指标实例

我国稀有金属矿床工业指标实例，见表 1-11-127、表 1-11-128。

3. 伴生稀有金属矿一般综合回收参考工业指标

我国内生稀有金属矿床工业指标实例

表 1-11-127

序号	矿床名称	矿床类型	边界品位(%)	最低工业品位(单工程成块段)(%)	可采厚度(m)	夹石剔除厚度(m)
1	某稀有金属矿三号脉钽铌矿床	花岗岩伟晶岩型矿床	—	BeO ₂ : 0.04 Li ₂ O: 0.70 Ta ₂ O ₅ : 0.010 Nb ₂ O ₅ : 0.03	1.0	无
2	石城钽铌矿床	同上	(1) — (Ta, Nb) ₂ O ₅ : 0.010	(Ta, Nb) ₂ O ₅ : 0.02~0.03 重砂 > 130(g/t) (Ta, Nb) ₂ O ₅ : 0.017	4.0 4.0	4.0 4.0
3	通城钽铌矿床 487脉405, 407; 411脉620脉	同上	(Ta, Nb) ₂ O ₅ : 0.015 (Ta, Nb) ₂ O ₅ : 0.010 (Ta, Nb) ₂ O ₅ : 0.012	(Ta, Nb) ₂ O ₅ : 0.02 (Ta, Nb) ₂ O ₅ : 0.015 (Ta, Nb) ₂ O ₅ : 0.017	0.5 1.0 1.0	1.0 1.5 1.5
4	南平钽铌矿床	同上	(Ta, Nb) ₂ O ₅ : 0.010	(Ta, Nb) ₂ O ₅ : 0.018	2.0	4.0
5	群库尔钽铌矿床	同上	—	手选绿柱石: 55年: 0.3; 56~57年 0.2; 58~62年: 0.1	—	—
6	阿斯喀尔特钽铌矿床	气成— 热液型	手选绿柱石: 0.10 机选BeO: 0.03~0.04	手选绿柱石: 0.20 机选BeO: 0.05~0.06	急倾: 1.0 缓: 1.5	—
7	海罗岭钽铌矿床	碱性长石 花岗岩型	(Ta, Nb) ₂ O ₅ : 0.018	(Ta, Nb) ₂ O ₅ : 0.022	2.0	4.0
8	"414"钽铌矿床	同上	Ta ₂ O ₅ : 0.008 Li ₂ O: 0.50	Ta ₂ O ₅ : 0.010 Li ₂ O: 0.80	—	4.0
9	老虎头钽铌矿床	同上	Ta ₂ O ₅ : 0.006	Ta ₂ O ₅ : 0.010	1.0	—

序号

备

注

1	①只要一种元素达到工业品位就圈为矿体 ②手选矿石最低工业品位: 绿柱石0.1(%) 辉钨石2.6(%) 钽铌石0.2(%) ③工业品位百分值(m·%) : BeO ₂ : 0.04, Li ₂ O: 0.7, Ta ₂ O ₅ : 0.01, Nb ₂ O ₅ : 0.03
2	(1) 为矿床第一次确定的工业指标 (2) 为矿床开采后76年5月重新修改确定的指标
3	
4	
5	
6	
7	
8	二者之一达到最低工业品位就圈为矿体, 其余伴生元素都计算储量。以Ta ₂ O ₅ > 0.01(%) 圈富矿, 0.008(%) 圈贫矿
9	

我国外生稀有金属矿床工业指标实例

表 1-11-128

序号	矿床名称	矿床类型	边界品位 (g/m ³)	最低工业品位 (g/m ³)	最小可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
1	泰美钽铌矿床	花岗岩风化壳	100	150	≥0.5	≥2.0
2	里松褐钽铌矿床	同上	5	20	1.0	2.0
3	会昌钽铌矿床	同上	(1) 120 (2) (Ta, Nb) ₂ O ₅ , 0.01%	160 (Ta, Nb) ₂ O ₅ , 0.013(%)	≥0.5 ≥0.5	≥2.0 ≥4.0
4	石城钽铌风化壳矿体	花岗岩伟晶岩风化壳	—	(Ta, Nb) ₂ O ₅ , 0.010(%) 重砂, 100(g/t)	—	—
5	河路口褐钽铌矿床	花岗岩风化壳	块段, 50	块段, 70	1.0	2.0
6	阿斯喀尔特铌矿床	坡积砂矿	绿柱石, 600	1000	—	—
7	河路口褐钽铌矿床	河流冲积砂矿	15	块段, 35	0.5	1.0
8	永汉钽铌矿床	同上	40	80	0.5	2.0
9	坂潭有色稀有金属矿床	同上	—	锡石, 138K+292 钽铁矿, 11K+23 钛钽铌矿, 21K+44	0.5	2.0
10	甲子铌矿床	海滨砂矿	锆英石, 500	锆英石, 1000	0.5	2.0
11	南港钽铌独居石矿床	同上	表外 表内 钽铁矿富 20000 贫 5000 10000 锆英石: 500 1000 独居石: 100 250	30000~40000 15000 2000独居石, ZrO ₂ >60(%) 500	1.0	1.0
序号	备 注					
1	剥离每增加0.1, 最低工业品位增加3(g/m ³)					
2	矿区最低工业品位30(g/m ³), 剥采比1:1					
3	(1) 矿床第一次确定的指标 (2) 矿床第二次确定的指标					
4						
5						
6						
7	块段剥离系数0.5					
8	剥离系数1.0, 剥离系数每增加0.1, 最低工业品位增加6~8(g/m ³)					
9	K为剥离系数, 伴生最低工业品位随K值变化而变化, 此指标为1971年资料					
10	开采品位: ZrO ₂ 0.09~0.14%(2.5~4kg/m ³)					
11	剥离系数<1					

矿床中伴生有稀有金属时,其一般综合回收参考工业指标见表1-11-129至表1-11-132。

伴生锂矿一般综合回收参考指标表

表1-11-129

矿床类型	花岗伟晶岩型矿床 与气成热液型矿床	碱性长石花岗 岩型矿床	盐湖卤水型矿床	含锂铝土矿床
Li ₂ O含量(%)	≥0.2*	≥0.3*	边界品位, LiCl, 150mg/L 工业品位, LiCl, 200~100mg/L	边界品位≥0.05% 块段品位≥0.08%

注: *为规范所定

伴生铍矿一般综合回收参考工业指标表

表1-11-130

矿床类型	花岗伟晶岩型与 气成热液矿床	碱性长石花岗 岩型矿床	石英大脉型 铍矿床	含日光榴石铅 铍矿床	砂卡岩型含铍 多金属矿床
BeO含量(%)	≥0.04*	≥0.04~0.06*	0.06	≥0.05	BeO≥0.003 可综合利用
说 明				Pb≥0.5(%) Zn≥1(%)	

注: *为规范所定

伴生铷、铯一般综合回收参考指标

表1-11-131

金属种类	矿 床 类 型	边界品位(%)	最低工业品位(%)	
		机选氧化物	机选氧化物	手选铯榴石
铷	花岗伟晶岩型矿床与碱性长石花岗岩型矿床	0.04~0.06	0.1~0.2	
	盐湖卤水型矿床		0.06	
铯	花岗伟晶岩型矿床			0.3
	花岗伟晶岩型与碱性长石花岗岩型矿床		0.05~0.06	
	盐湖卤水型矿床		0.02	

注: 单独的铷铯矿床, 目前暂无开采价值, 故无单独工业指标。

伴生铌钽矿一般综合回收参考工业指标表

表1-11-132

矿床类型	花岗伟晶岩型与 气成热液矿床	碱性长石花岗 岩型矿床	含铌、稀土的热液铁矿床	铌钽砂矿床(伴有磁石、 锡石、金红石、铁 快矿、萤石)
(Ta, Nb) ₂ O ₅	≥0.007~0.01(%) Ta ₂ O ₅ /Nb ₂ O ₅ ≥0.4	≥0.01~0.015(%) Ta ₂ O ₅ /Nb ₂ O ₅ ≥0.4	边界品位, Nb ₂ O ₅ ≥0.05(%) 工业品位, Nb ₂ O ₅ ≥0.1(%)	边界品位: 0.01(%) 工业品位: 0.02(%) 重砂边界品位: 100(g/t) 重砂工业品位: 200(g/t)
说 明	或Ta ₂ O ₅ ≥0.003(%)	或Ta ₂ O ₅ ≥0.005(%)	边界品位: (TR ₂ O ₃)≥0.5(%) 工业品位: (TR ₂ O ₃)≥1(%)	Ta ₂ O ₅ /Nb ₂ O ₅ ≥1/3

以上各元素的一般综合回收参考工业指标,是圈定矿体时,对单工程或块段的最低品位要求。

4. 稀有金属矿床中伴生有益组分的综合利用

稀有金属矿石中,经常伴生有次要的稀有金属、黑色金属、有色金属、稀土及放射性元素;有可作为宝石、玉石、彩石和具有某些特殊用途的矿物或岩石,以及占矿石总量大部分的长石、石英、云母等非金属矿物,因而综合利用稀有金属矿石中的伴生组份,具有重要意义。

对于稀有金属矿床中各种金属元素的综合利用,不宜具体规定其综合利用的品位要求,只要主金属元素具有工业价值,在回收主金属的选冶过程中,伴生金属元素能顺便回收,能得到合格产品,并具有经济效益时,无论其品位高低,都具有综合利用价值,勘探时均应进行综合评价和储量计算。

对稀有金属矿床中各种可供综合利用的非金属矿物及宝石,应查明质量、技术品级或工艺品级。

11.1.19.5 稀有金属矿产品质量要求

1. 稀有金属矿主要产品质量要求

各种稀有金属的矿山产品均为精矿。我国对这些产品的质量要求,大部分都制定有国家和部颁标准,个别为企业标准。

各种稀有金属矿产品的主要质量要求见表1-11-133至表1-11-140,而铯榴石精矿要求为: $\text{Cs}_2\text{O} \geq 20\%$ 。

2. 稀有金属矿综合利用的非金属矿产品质量要求

目前,稀有金属矿中综合利用的非金属矿物有钾长石、石英、高岭土、云母及至石和

锂辉石精矿主要质量要求表 (YB830—75)

表 1-11-133

等级	$\text{Li}_2\text{O}(\%)$	杂质 (%)			
		Fe_2O_3	MnO	P_2O_5	$\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$
1	≥ 6	≤ 3	≤ 0.5	≤ 0.5	≤ 3
2	≥ 5	≤ 3	≤ 0.5	≤ 0.5	≤ 3
3	≥ 4	≤ 4	≤ 0.6	≤ 0.6	≤ 4
4	≥ 3.5	≤ 4.5	≤ 1.0	≤ 1.0	≤ 4

锂铯用锂云母精矿主要质量表 (GB3201—82)

表 1-11-134

品 级	主成分不小于 (%)	
	$\text{Li}_2\text{O} + \text{Rb}_2\text{O} + \text{Cs}_2\text{O}$	Li_2O
特 级 品	6	4.7
一 级 品	5	4.0

玻璃、陶瓷用锂云母精矿主要质量要求表 (GB3201—82)

表 1-11-135

品 级	主 成 分 不 小 于 (%)			杂 质 不 大 于 (%)	
	Li ₂ O+Rb ₂ O+Cs ₂ O	Li ₂ O	K ₂ O+Na ₂ O	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃
一 级 品	5	4	8	0.4	26
二 级 品	4	3	7	0.5	28
三 级 品	3	2	6	0.6	28

低铁锂辉石一般质量要求表 (企业标准)

表 1-11-136

品 级	Li ₂ O	SiO ₂	Al ₂ O ₃	杂 质 (%)		
	(%)	(%)	(%)	Fe ₂ O ₃ +MnO	P ₂ O ₅	K ₂ O+Na ₂ O
微晶玻璃级锂辉石精矿	≥6	≥65	≥22	≤0.2	≤0.2	≤0.1
陶瓷级锂辉石精矿	≥6	≥65	≥22	≤0.4—0.6	≤0.2	≤1.5

绿柱石精矿主要质量要求表 (YB76—75)

表 1-11-137

精矿种类	等 级	BeO (%)	杂 质 (%)		
			Fe ₂ O ₃	Li ₂ O	F
浮选精矿	1	≥10	≤2	≤1.2	≤0.5
	2	≥8	≤3	≤1.5	≤1.0
	3	≥6	≤4	≤1.8	≤1.0
手选精矿	1	≥10	≤4	≤1.5	≤0.5
	2	≥8	≤5	≤1.8	≤1.5

锆英石精矿主要质量要求表 (YB834—75)

表 1-11-138

等 级		(Zr,Hf)O ₂ (%)	杂 质 (%)		
			TiO ₂	P ₂ O ₅	Fe ₂ O ₃
一 级 品	一 类	≥65	≤0.5	≤0.15	≤0.30
	二 类	≥65	≤1.0	≤0.30	≤0.30
二 级 品		≥63	≤2.0	≤0.50	≤0.70
三 级 品		≥60	≤3.0	≤0.80	≤1.00

钽铌铁矿精矿主要质量要求表 (YB830—75)

表 1-11-139

等 级	类 别	$(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_5(\%)$	$\text{Ta}_2\text{O}_5(\%)$	杂 质 (%)		
				TiO_2	SiO_2	WO_3
一 级 品	1	≥ 60	≥ 35	≤ 6	≤ 7	≤ 5
	2	≥ 60	≥ 30			
	3	≥ 60	≥ 20			
	4	≥ 50	< 20			
二 级 品	1	≥ 50	≥ 30	≤ 7	≤ 9	≤ 5
	2	≥ 50	≥ 25			
	3	≥ 50	≥ 17			
	4	≥ 50	< 17			
	5	≥ 50	< 17	≤ 9	≤ 9	≤ 6
三 级 品	1	≥ 40	≥ 24	≤ 8	≤ 11	≤ 5
	2	≥ 40	≥ 20			
	3	≥ 40	≥ 13			
	4	≥ 40	< 13			
四 级 品	1	≥ 30	≥ 20	≤ 10	≤ 13	≤ 5
	2	≥ 30	≥ 15			

锆铌精矿主要质量要求表 (YB831—75)

表 1-11-140

等 级	$(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_5(\%)$	杂 质 (%)		
		TiO_2	SiO_2	P
一 级 品	≥ 35	≤ 4	≤ 4	≤ 0.5
二 级 品	≥ 30	≤ 5	≤ 6	≤ 0.5

宝石等。其中高岭土的一般质量要求参见本章11.2.14节，云母参见本章11.2.23节，玉石及宝石参见本章11.2.26节。

1) 钾长石

稀有金属矿床中，可供综合利用的钾长石的一般质量要求，见表1-11-141。

2) 石英及熔炼石英

稀有金属矿床中，可供综合利用的石英及熔炼石英的一般质量要求，见表1-11-142。

11.1.20 稀 土 金 属 矿 产

稀土元素（或稀土金属）系指镧系元素及化学性质相近的钪和钇共17个元素的总称。根据稀土元素物理和化学性质的差异及分离工艺的不同，除钪以外的16个元素又分为

钾长石综合利用一般质量要求表(%)

表 1-11-141

序号	用途	K ₂ O+Na ₂ O	K ₂ O	Na ₂ O	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	备注
1	制钾肥原料	/	>9	<3	/	>18	<0.2	/	/	
2	平板玻璃配料	>12	/	/	<70	>18	<0.2	/	/	作为代纯碱原料
3	平板玻璃原料	13~14	/	/	>72	≤2	<0.1	/	/	无Li ₂ O为低铝玻璃原料
		13~14	/	/	>72	4.5~5.8	<0.2	6~6.5	2~2.2	含Li ₂ O 0.3~0.4%为高铝玻璃原料
4	卫生、日用陶瓷配料	11~15	/	/	/	/	<1	/	/	$\frac{K_2O}{Na_2O} > 2.1$
5	无线电陶瓷配料	12.5~16.5	/	<3	63~66	18~22	<0.1	<0.5	<0.5	1300℃烧结后熔融物应无斑点和杂质
6	电瓷配料	>13	/	<3	<70	>17	0.2~0.3	<0.5	<0.5	
7	瓶罐玻璃原料	>6	/	/	61~63	12~14	<0.2	5~10	2.2~3.2	作为代纯碱原料
8	微晶玻璃原料	7.5~9	/	/	55~60	16~20	<0.37	8.5~11.2	0.18~0.22	含Li ₂ O 2.7~3.3%, 含F ₂ ~5%

石英综合利用一般质量要求表

表 1-11-142

用途		要 求 (%)								
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	K ₂ O+Na ₂ O	Cr ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	烧减量
日用、卫生陶瓷配料、釉料		>98.5	<0.5	/	/	/	/	/	/	/
玻璃原料	I 类	>99	<0.5	<0.05	/	<0.001	<0.05	/	/	/
	II 类	>98	<1	<0.1	/	/	/	/	/	/
	III 类	>96	<2	<0.2	/	/	/	/	/	/
无线电陶瓷原料	I 类	>99.5	<0.2	<0.01	<0.1	/	/	<0.1	<0.1	<0.2
	II 类	>98.5	<1	<0.05	<0.2	/	/	<0.1	<0.1	<0.2
电瓷原料		>98.5	/	<0.15	/	/	/	/	/	/

注：栏内划“/”者，无含量要求。

两组：

铈组稀土，包括镧(La)、铈(Ce)、镨(Pr)、钕(Nd)、钆(Gd)、铽(Tb)、镱(Yb)、铕(Eu)，又称为轻稀土元素。

钇组稀土，包括钆(Gd)、铽(Tb)、镨(Pr)、钕(Nd)、铈(Ce)、镱(Yb)、铕(Eu)、镱(Yb)、镱(Yb)、铕(Eu)，又称为重稀土元素。

根据稀土硫酸复盐溶解度的大小也可分为：

难溶性的轻稀土，包括镧、铈、钕、钆、铽、镱。

微溶性的中重稀土，包括铈、钆、铽、镱。

可溶性的重稀土，包括铒、铥、镱、镱、镱。

因钪与其它稀土元素化学性质差异较大，目前对其归类尚未统一，现仅根据钪主要赋存于含钪矿物中，暂归入重稀土元素类。

11.1.20.1 稀土金属的性质和用途

1. 稀土金属的物理和化学性质

稀土元素是一类典型的金属元素，具有银白或灰白色金属光泽，其难熔程度均属中等。纯稀土金属导电性好，随着金属纯度的降低，导电性下降，而成为不良导体。稀土金属及其化合物在一般温度下属强顺磁性物质，具有很高的磁化率。各稀土元素主要物理性能见表1-11-143。

各稀土元素主要物理性能表

表 1-11-143

元素名称	元素符号	熔 点 (℃)	沸 点 (℃)	密 度 (g/cm ³)	布氏硬度	金属颜色与光泽	金属刚、柔性
钪	Sc	1400	2400	3.1		银白色	质柔性
钇	Y	1490	3030	4.34	20~30	灰色、银白色	有延展性
镧	La	920	3454	6.15	同上	灰色	同上
铈	Ce	815	3257	6.8	同上	同上	同上
镨	Pr	940	3212	6.75	同上	同上	同上
钕	Nd	1024	3180	7.0	同上	同上	同上
钐	Pm	1080	2480	7.26	同上		
铕	Sm	1350	1778	7.7	同上	灰色	性脆、质坚硬
铈	Eu	1200	1597	5.24	同上	同上	
钆	Gd	1350	2730	7.94	同上	同上	有延展性
铽	Tb	1360	2530	8.33	同上	同上	同上
镱	Dy	1485	2330	8.56	同上	同上	同上
铥	Ho	1490	2330	8.76	同上	同上	同上
铒	Er	1550	2630	9.16	同上	同上	同上
铥	Tm	1600	2130	9.34	同上	同上	同上
镱	Yb	1800	1193	7.01	同上	同上	延展性良好
镱	Lu	1750	3315	9.74	同上	同上	有延展性

注：表中内容摘自《稀有元素地质概论》

稀土元素的化学活泼性很强，仅次于碱金属或碱土金属元素，能生成极稳定的氧化物、卤化物和硫化物等。在较低的温度下稀土元素能和氢、碳、氮、磷及其它许多元素起

作用,除钐、铈、钕外,都能被酸腐蚀,并能溶于任何浓度的硫酸、盐酸和浓硝酸中。稀土元素对碱稳定,但能溶于碱金属氯化物溶液中。轻稀土金属燃点很低,燃烧时放出大量的热。稀土元素与水作用放出氢气,与酸反应更强烈。

2. 稀土金属的用途

近年来,由于采用离子交换和萃取技术,使单独稀土的分离获得成功。稀土元素的许多性质也就逐步被人们发现,从而被广泛应用于工农业各部门。

在冶金工业中,主要用作合金剂、还原剂、去氧剂、脱硫剂、变性剂和调质剂等,还用于钢铁、有色合金及制作打火石。

在石油化学工业中,主要用作催化剂。

在玻璃陶瓷工业中,主要用作着色剂、乳浊剂、辅助剂、抛光剂、脱色剂和澄清剂等。

在皮毛及染色工业中,稀土金属的氧化物和醋酸盐用于鞣革、纺织品等,具有防腐、防蛀、防酸和防水的新性能。

在电子工业中,最重要的用途是由金属钐和金属钴制成钴永磁材料。该材料具有优良的磁性,广泛用于电子、军工部门。

在农业方面,近年来,经试验证明,稀土元素对农作物生长有良好的影响。

稀土元素还可制成稀土红粉、稀土荧光材料,用于彩色电视及照明。

11.1.20.2 稀土主要矿物及其特征

稀土元素在地壳中主要以矿物形式存在,目前已知稀土独立矿物约150种,若包括含稀土矿物则多达250种以上,但工业矿物仅50余种。稀土元素在矿物中具有以下三种赋存状态:

(1) 参加矿物结晶格架,成为组成矿物必不可少的成分,即形成稀土矿物,如独居石、氟碳铈矿、磷钇矿等。

(2) 以类质同象的形式存在于造岩矿物或稀有元素矿物中,形成含稀土矿物,如萤石、磷灰石等。

(3) 呈离子状态吸附在矿物表面或矿物颗粒间,这类矿物主要为粘土类及云母类矿物。

稀土矿物的主要种类为氟化物、氧化物和氟氧化物、碳酸盐、磷酸盐及硅酸盐等,个别呈硫酸盐或硼酸盐矿物。其中,硫酸盐类稀土,因加工工艺至今尚未解决,未能为工业所利用。而磷铝铈矿、水磷铈矿尚未发现其单独矿床,只作为伴生组分存在。

我国稀土金属主要矿物及其特征,详见表1-11-144。

11.1.20.3 稀土金属矿石类型和加工方法

1. 稀土金属矿石类型

我国稀土矿床,大多为多金属共生矿床,其矿石类型十分复杂,目前尚未作统一划分,综合各矿区情况,大致可分为以下几类:

(1) 根据矿石风化程度划分为残坡积矿石、全风化矿石及半风化矿石。如某些风化壳矿床。

(2) 根据矿物组合或脉石的结构构造划分为:中粒至中粗粒结构的褐钇铈矿-锆石类型;粗粒至极粗粒结构的褐钇铈矿-锆石类型;粗粒至极粗粒似斑状结构的褐钇铈矿-锆

我国稀土金属主要矿物及其特征表

表 1-11-144

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	放射性	比磁化系数 10 ⁻⁶ (cm ³ /g)	含量 REO(%)
氟碳铈矿	Ce ₂ (CO ₃)F	黄、褐、棕、浅绿色	4~5.2	4.3~5.12	有时有	12.59~10.19	38.71~74.77
氟菱钙铈矿	Ce ₂ Ca[(CO ₃) ₃ F ₂]	黄、黄褐、红褐、棕色	4.2~4.6	4.2~4.5	有	14.37~11.56	60.3
菱氟钙铈矿	YCa[(CO ₃) ₂ F]	白、浅黄色	3~4	3.39~3.8			49.59
独居石	Ce(PO ₄)	橙黄、黄、黄绿、红褐、棕红色	5~5.5	4.83~5.42	有时强	12.75~10.58	49.75~67.76
磷钇矿	Y(PO ₄)	淡黄、棕、白、淡黄绿、浅褐、红色	4~5	4.4~4.8	有	31.28~26.07	62.02~63.23
硅铈矿	YFeBe ₂ (SiO ₄) ₂ O ₂	黑绿、褐绿、黑色	6.5~7	4.0~4.65	有	62.5~19.38	46.79~51.51
绿帘铈矿	CeNa ₃ Ca ₄ Ti(Si ₄ O ₁₃ F ₃)	黄绿—褐色	5	3.3~3.5	有	2.63~2.31	16.55
铈钒铈矿	(Na, Ce, Ca)(Ti, Nb)O ₃	浅棕、灰褐、黑色	5.5~6.3	4.58~4.89	弱	6.54~5.23	28.71~32.39
褐钇铈矿	YNbO ₄	黄、黄褐、黑褐、棕褐、黑色	5.5~6.5	4.89~5.82	有时强	29.20~21.16	39.94
黑稀金矿	(Y·V)(Nb, Ti) ₂ O ₆	浅绿、黄褐、红褐、黑色	5.5~6.5	4.3~5.9	有时特强	27.38~18.41	20.82
复稀金矿	(Y·V·Th)(Ti, Nb) ₂ O ₆	黑(带浅褐、浅绿色)	5.5~6.5	4.7~5.4	有时特强	21.05~18.00	30.73
易解石	(Ca, Th, Y)(Ti, Nb) ₂ O ₆	黑、褐、黄紫红、浅棕、黑褐色	4.5~6.5	4.9~5.4	有时特强	18.04~12.92	24.05~29.36

石-独居石类型；中粗似斑状结构的锆石-铈铁矿-褐钇铈矿-独居石类型。

(3) 根据脉石或围岩种类划分为：含稀土石英重晶石碳酸盐脉；含稀土放射状霓辉花斑岩脉；萤石型铈稀土铁矿石；白云石型铈稀土铁矿石；长石型铈稀土矿石；云母型铈稀土矿石；金云母透辉石型铈矿石等等。

2. 稀土矿石加工方法

由于稀土元素性质十分相近，分离困难，长期以来只能生产混合稀土金属及其氧化物。近年来，随着加工技术水平的不断提高，已能将17种元素全部进行分离，并能生产各种单一稀土金属及化合物。

稀土的生产一般是矿石经选矿获得精矿后，进行矿物分解、稀土分离和还原电解，制取稀土金属。

获取精矿的选矿方法：内生矿床采取浮选或浮-重选联合方法；外生矿床，以矿物型式存在的，则与砂矿流程一致，即重-磁-电选联合法；以离子吸附型存在的，则用水治法。

矿物分解主要用烧碱法、纯碱法、硫酸法、盐酸法和氯化法等方法。

稀土分离用萃取法代替离子交换法

稀土金属的制取主要是电解法和金属热还原法。

此外,某地区的离子吸附型稀土矿,采用化学浸出法直接制取稀土氧化物。

11.1.20.4 稀土金属矿床工业指标

1. 稀土金属矿床一般参考工业指标

我国稀土金属矿床一般参考工业指标,参见表1-11-145。

稀土金属矿床一般参考指标表

表 1-11-145

矿床类型	边界品位 (%)	工业品位 (%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
含氟碳铈矿、独居石 原生矿	Ce_2O_3 0.5	Ce_2O_3 1	1~2	2
磷钇矿、硅铈钇矿等 伟晶岩和碳酸盐矿床	/	Y_2O_3 0.05~0.1	1~2	2
独居石砂矿及风化壳 矿床	矿物 100~200(g/m ³)	矿物 300~500(g/m ³)	1	1~2
磷钇矿砂矿及风化壳 矿床	矿物 30(g/m ³)	矿物 50~70(g/m ³)	1~1	2
某些风化壳矿床	TR_2O_3 0.03~0.05	TR_2O_3 0.05~0.08	1	2~4

2. 稀土金属矿床工业指标实例

我国稀土金属矿床工业指标实例见表1-11-146

稀土金属矿床工业指标实例表

表 1-11-146

矿区名称	边界品位 (%)	工业品位 (%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
白云鄂博铁、铈稀土 矿床	$TR_2O_3 \geq 1$	$TR_2O_3 \geq 2$	3	3
微山热液脉状稀土矿 床	块段氧化物 富矿 ≥ 0.5 贫矿 ≥ 0.5	块段氧化物 富矿 ≥ 7 贫矿 ≥ 2	1	1
龙南花岗岩风化壳矿 床	TR_2O_3 单工程 0.03	TR_2O_3 单工程 0.05	1	4
江华河床砂矿	块段矿物量 15(g/m ³)	块段矿物量 35(g/m ³)	0.5	2
阳江海滨砂矿	块段矿物量 250(g/m ³)	矿物量 块段 300(g/m ³) 矿区 500(g/m ³)	1	1

在我国稀土矿床中,常伴生有铈、钽、钨、铌、钼、锡等,当其达到一定含量时,可在选矿和冶炼过程中回收。

11.1.20.5 稀土金属矿产品质量要求

各种稀土金属的精矿主要质量要求,见表1-11-147至表1-11-150。

独居石精矿主要质量要求表(YB832-75)

表1-11-147

级 别	X ₂ O ₃ +ThO ₂ 不小于(%)	杂 质 含 量 不 大 于(%)		
		TiO ₂	ZrO ₂	SiO ₂
一 级	65	2	2	3
二 级	60	2.5	2.5	4
三 级	55	3	3	5
四 级	50	4	4	6

氟碳铈矿—独居石混合精矿主要质量要求表(YB833-82)

表1-11-148

品 级	稀土氧化物不小于 (%)	杂 质 含 量 不 大 于(%)			
		TFe	F	P	CaO
一 级 品	60	7	7	5	5
二 级 品	55	9	7		
三 级 品	50	10	7		
四 级 品	45	10	8		
五 级 品	40	10	9		
六 级 品	35	15	10		
七 级 品	30	18	12		

褐钨铈精矿主要质量要求表(YB831-75)

表1-11-149

级 别	(Nb,Ta) ₂ O ₅ 不小于(%)	杂 质 含 量 不 大 于(%)		
		TiO ₂	SiO ₂	P
一 级	35	4	4	0.5
二 级	30	5	6	0.5

磷钨矿精矿主要质量要求表(YB838-75)

表1-11-150

级 别	Y ₂ O ₃ 不小于(%)	杂 质 含 量 不 大 于(%)		
		TiO ₂	ZrO ₂	SiO ₂
一 级	35	2.0	1.0	4.0
二 级	30	4.0	1.5	5.0
三 级	25	6.0	2.0	6.0

11.1.21 分散元素矿产

分散元素是指在自然界不易形成独立矿物而分散在其它矿物或介质中的元素,如镓、铟、锗、硒、碲、铊、铋、铟等。分散元素多呈伴生组份产出而不具单独开采价值,其产品是在选别其它主矿种时得到一定程度富集,然后在冶炼过程中综合回收,因此其工业要求即为综合利用标准。

11.1.21.1 镓的一般工业要求

- | | |
|---------------------------------------|-------------------|
| (1) 铝土矿石中 | 含Ga0.002~0.01% |
| (2) 黄铁矿石中 | 含Ga0.02~0.03% |
| (3) 闪锌矿石中 | 含Ga0.01~0.02% |
| (4) 锗石中 | 含Ga0.1~0.8% |
| (5) 煤矿中 | 含Ga0.03~0.005%, |
| (煤的灰分中常含有0.01~0.1%,在煤气厂的灰尘中含0.3~0.5%) | |
| (6) 明矾石中 | 含Ga0.0022~0.0044% |
| (7) 与碱性岩有关的岩浆矿床,在磷灰石——霞石矿石及精矿中 | |
| | 含Ga0.01~0.04% |

11.1.21.2 铟的一般工业要求

- | | |
|--------------------------------|-------------------|
| (1) 赤铁矿石中,In平均品位为0.1%时,可考虑单独开采 | |
| (2) 闪锌矿中 | 含In0.0001~0.1% |
| (3) 铜铅矿床中 | 含In0.001~0.003% |
| (4) 含铜、铅、锌的锡石和黑钨矿中 | 含In0.01~0.03% |
| (5) 辉铋矿石中 | 含In0.002~0.004% |
| (6) 多金属硫化物矿石中 | 含In0.0005~0.0019% |
| (7) 含铋黄铁矿的硫化物矿石中 | 含In0.001~0.03% |

11.1.21.3 锗的一般工业要求

- | | |
|------------------------------|----------------|
| (1) 各类铅锌矿石中 | |
| 铅锌矿石中 | 含Ge0.001% |
| 闪锌矿石中 | 含Ge0.01% |
| 氧化铅锌矿石中 | 含Ge>0.02% |
| (2) 煤矿中 | 含Ge0.001~0.1% |
| (3) 赤铁矿石中,含Ge0.008%时,可考虑单独开采 | |
| (4) 铜和富银矿石中 | 含Ge0.002~0.01% |
| (5) 铁、镁矿石中 | 含Ge0.001~0.01% |
| (6) 温泉水中 | 含Ge0.0005% |

11.1.21.4 铋的一般工业要求

- | | |
|---------------|----------------|
| (1) 铋矿和铅、铋矿石中 | 含Cd0.002~0.09% |
| (2) 铅、铋精矿中 | 含Cd0.03~0.2% |

11.1.21.5 铊的一般工业要求

- | | |
|-------------------------|---------------|
| (1) 含黑钨矿石英脉及白云母云英岩黑钨矿床中 | 含Sc0.02~0.09% |
|-------------------------|---------------|

- (2) 含锡石硫化物矿床, 锡石矿物中 含Sc0.02~0.04%
- (3) 角闪石磁铁矿——萤石型矿床, 铁锂云母中 含Sc0.05~0.1%

11.1.21.6 铈的一般工业要求

- (1) 含有铈矿物的热液矿床中 含Tl0.01~0.1%
- (2) 白铁矿和铜铁矿物中 含Tl0.1~0.2%
- (3) 黄铁矿和铜矿石中 含Tl0.0025~0.1%
- (4) 铋汞矿石中 含Tl>0.01%
- (5) 各类铅锌矿床, 铅锌矿石中 含Tl0.001~0.1%
- (6) 各类铅锌矿床, 闪锌矿石中 含Tl0.0001~0.0006%
- (7) 含铈的变质锰矿床, 氧化锰矿石中 含Tl>0.1%

11.1.21.7 铉的一般工业要求

铉主要赋存在锆英石矿物中, 若选矿所得锆英石的精矿含Hf达到0.5~2%以上时, 就可考虑Hf的单独开采, 若低于上述要求, 也可以从含Hf的锆英石中综合回收。

11.1.21.8 铈的一般工业要求

- (1) 钼矿和铜钼矿石中 含Re0.0002%
- (2) 铜钼精矿中 含Re0.005~0.009%
- (3) 辉钼矿精矿中 含Re0.001~0.03%
- (4) 钨钼矿床辉钼矿中 含Re0.0016%
- (5) 辉钼精矿中 含Re0.001~0.2%

11.1.21.9 硒的一般工业要求

- (1) 铜、镍矿石中 含Se0.0005~0.006%
- (2) 铜、镍矿床的硫化物中 含Se0.002~0.017%
- (3) 铅锌矿石中 含Se0.0025~0.0069%
- (4) 含硒独立矿物的硒化物矿床 含Se≥0.08%
- (5) 铅锌黄铁矿石中 含Se0.0025~0.006%
- (6) 含铜黄铁矿石中 含Se0.001~0.012%
- (7) 辉钴矿或辉铋矿、碲化物——硒化物型矿石中 含Se0.0001~0.002%
- (8) 汞矿中 含Se0.003%
- (9) 含硒凝灰岩或灰质页岩的黄铁矿中 含Se0.7~1.8%
- (10) 自然硫矿床中 含Se0.2~0.3%
- (11) 火山灰及斑脱岩中 含Se0.003~0.005%
- (12) 硫化物矿床铁帽及氧化带矿石中 含Se0.01~0.1%
- (13) 磷块岩中 含Se0.02%
- (14) 含铜砂页岩中 含Se0.002%
- (15) 含钾、钒的铀矿及沥青和碳质页岩的沉积铀矿床中 含Se0.002~0.01%

11.1.21.10 碲的一般工业要求

(1) 铜、镍矿床中	含Te0.0002~0.0006%
(2) 自然硫矿床中	含Te0.001~0.002%
(3) 含铜黄铁矿矿石中	含Te0.001~0.016%
(4) 含铜黄铁矿中	含Te0.01~0.08%
(5) 铜钼硫化物矿床中	含Te0.0008~0.005%
(6) 铜钼矿石中	含Te0.03%
(7) 铜、铅、锌矿石中	含Te0.001%
(8) 辉钴矿、碲化物——硒化物矿石中	含Te0.001~0.01%
(9) 各类型碲金矿床	含Te0.001~0.01%

11.2 非金属矿产工业要求

11.2.1 石灰石矿

11.2.1.1 石灰石的性质和用途

1. 石灰石的物理和化学性质

石灰石主要由碳酸盐矿物方解石组成, 含少量白云石、菱镁矿、菱锰矿、石膏、黄铁矿、赤铁矿、石英、碳质或粘土质等。纯质石灰石的化学成份为 CaCO_3 , 理论含量 CaO 56.04%, CO_2 43.96%。

石灰石一般呈浅灰、深灰或黑色, 硬度3, 密度 $2.5 \sim 2.8 \text{ g/cm}^3$ 。具有良好的可加工性、磨光性和很高的胶结性能, 几乎能与各种强酸发生反应生成相应的钙盐, 同时放出二氧化碳气体。煅烧至 $1000 \sim 1300^\circ\text{C}$ 时, 分解熟化为生石灰(CaO)并放出 CO_2 。生石灰遇水潮解, 立即粉化形成熟石灰 $[\text{Ca}(\text{OH})_2]$, 熟石灰加水后可调成灰浆, 在空气中易于硬化。由于石灰石易溶蚀, 在石灰岩发育地区常形成石林、溶洞等岩溶景观。

2. 石灰岩的用途

冶金工业中石灰石用作冶炼钢、铁和铜、铅、锌以及制铝氧等的熔剂。在高炉和转炉中与铁矿石的酸性脉石生成低熔点的炉渣, 并起脱硫作用。在回转窑和旋转炉底窑生产的软烧活性石灰, 也称高反应石灰(在 $900 \sim 1200^\circ\text{C}$ 范围内焙烧), 已在国外广泛用作碱性炼钢的造渣剂。活性是指石灰熔于渣的能力, 它是一种高纯度的石灰, 气孔率高(一般为50%以上)、密度小($1.5 \sim 1.7 \text{ g/cm}^3$)、晶粒细小、强度大、比表面积大($1 \sim 1.3 \text{ m}^2/\text{g}$), 所以在转炉冶炼中具有熔解力强, 能使冶炼过程造渣迅速、缩短吹氧时间、提高脱硫效率、减少石灰和氟石消耗量等。

化学工业中石灰石是制电石、碱、轻质碳酸钙、漂白粉的重要原料。电石制成乙炔, 是合成纤维、塑料、合成橡胶等有机合成工业的基本原料。石灰(CaO)用于制取环氧乙烷、氧化丙烯、甘油、季戊四醇、草酸、酒石酸和乳酸等。

建筑材料工业中石灰石是生产水泥、石灰、石料的主要原料。农业上石灰石粉末用于中和酸性土壤、防止腐殖质流失并有助于植物吸收磷和氮。在钙质饲料中, 以碳酸钙形

注: 以上分散元素一般要求, 摘自冶金工业部情报研究所《冶金矿山标准化工作实用手册》, 1985年9月出版。

式加入的钙有利于动物骨骼的生长。此外，在玻璃、陶瓷、制糖、印刷等工业中也应用石灰石。

11.2.1.2 石灰石的矿石类型

1. 按矿石的性质、结构构造特征划分

致密块状石灰石：多为厚层状，性脆、质纯，主要由相互镶嵌的细小方解石颗粒所组成，质量好，是冶金、化工等工业部门使用的主要矿石类型。

虎皮状石灰石（亦称豹皮状石灰岩）：矿石风化后外观具虎皮（或豹皮）状构造，具浅红色、灰色或褐色斑点，该类型矿石质量中等。

结晶石灰岩：矿石质量较纯，结晶颗粒大，肉眼一般可辨，有时含白云质，但由于其烧结性能不好，不宜做生产电石的原料。

薄层状石灰岩：矿石性脆，易破碎成薄片，常为深浅不一的灰色，隐晶结构，薄层状构造，一般含杂质较高，质量较差，多不符合化工和冶金工业的要求。

2. 按矿石中方解石、白云石的含量划分可分为如表1-11-151所示的几种类型。

石灰石矿石类型表

表 1-11-151

矿 石 名 称	方 解 石 含 量 (%)	白 云 石 含 量 (%)	CaO/MgO
石 灰 石	100~95	0~5	>50
含白云质石灰石	95~75	5~25	50~9
白云质石灰石	75~50	25~50	9~4

3. 按矿石的成因、结构划分

生物石灰石：包括生物石灰石（礁灰石、贝壳石灰石、有孔虫石灰石）、生物碎屑石灰石（碎屑贝壳壳灰石）和白垩。

化学石灰石：包括隐晶石灰石、结晶石灰石、鲕状石灰石和石灰华。

碎屑石灰石：包括砾状石灰石、角砾状石灰石和砂状石灰石。

次生石灰石：包括白云石化石灰石（豹皮或虎皮石灰石）、硅化石灰石（燧石灰石）和重结晶石灰石（粗晶石灰石、大理石）。

11.2.1.3 石灰石矿床工业指标

1. 石灰石矿床一般参考工业指标

1) 黑色冶金用石灰石

根据长期的设计和生产实践经验，以及对成品矿石的质量要求（ZBD 60001—85）建

议采用的一般工业指标,见表1-11-152。

黑色冶金用石灰石一般工业指标表

表 1-11-152

矿 石 品 级		含 量 (%)					
		CaO	MgO	CaO + MgO	SiO ₂ + Al ₂ O ₃	P	S
纯质石灰石	I	≥54	≤0.5	—	≤0.8	≤0.01	≤0.04
	II	≥52	≤3	—	≤2	≤0.02	≤0.1
	III	≥50	≤3.5	—	≤3	≤0.03	≤0.15
白云质石灰石		—	≤8	≥50	≤3	≤0.03	≤0.15

注:可采厚度2m,夹石剔除厚度1~2m。

2) 有色冶金用石灰石

CaO 边界品位≥50%,工业品位≥52%;

MgO₂ 边界品位≤2.5%,工业品位≤1.5%;

SiO₂ 边界品位≤2%,工业品位≤2%。

可采厚度及夹石剔除厚度同黑色冶金用石灰石。

3) 水泥用石灰石

根据现行《水泥原料地质勘探规范》的规定,一般工业指标如下:

(1) 质量要求

CaO≥48%, MgO≤3%, K₂O+NaO≤0.6%, SO₃≤1%, fSiO₂≤4%。

(2) 矿山开采条件的一般要求

我国的水泥原料矿山,目前仅限于露天开采。其开采条件一般要求如下:

最低开采标高:一般不低于矿区附近的地平面标高。

剥采比:不大于0.5。

矿体最小可采厚度:大、中型矿床8m,小型矿4m。

夹石剔除厚度:2m。

矿床开采最终边坡角:开采最终边坡高度小于100m时为55°~60°,100~150m时为50°~55°,大于150m时小于50°。

矿床开采最终底盘最小宽度:大、中型矿床不小于60m,小型矿床不小于40m。

矿床开采边界爆破安全距离:一般不小于400m。

4) 轻、化工业用石灰石

(1) 电石用石灰石:CaO边界品位≥52%,工业品位≥54%;MgO≤1%;SiO₂≤1%;Al₂O₃+Fe₂O₃≤1%;S≤0.1%;P≤0.06%。可采厚度1m,夹石剔除厚度1m。

(2) 制碱用石灰石:CaO边界品位≥88%,工业品位≥90%;MgO≤1.9%;酸不溶物≤2%;R₂O₃≤2%。可采厚度1m,夹石剔除厚度1.5m。

(3) 玻璃用石灰石:I级CaO>54%,Fe₂O₃<0.15%;II级CaO>47%,Fe₂O₃<

0.2%。

(4) 制瓷、磷肥、氮肥、糖用石灰石的工业指标可参考矿石的产品质量要求制订, 见表 1-11-163。

2. 石灰石矿床工业指标实例

我国一些石灰石矿床实际采用的工业指标, 见表 1-11-153。

石灰石矿床工业指标实例表

表 1-11-153

矿名	类型和品级		含量 (%)					开采技术条件
			CaO	MgO	SiO ₂	S	P	
甘井子石灰石矿	熔剂石灰石	I	≥52	—	≤2	≤0.3	—	可采厚度(水平厚) 8~10m, 夹石剔除厚度 0.5m
		II	≥50	—	≤4.5	≤0.3	—	
	高镁石灰石	I	35~40	≥10	≤5	≤0.3	≤0.01	
		II	40~44	≥6	≤5	≤0.3	≤0.01	
土城子石灰石矿	熔剂石灰石	I	≥53	≤2	≤2			可采厚度 2m, 夹石剔除厚度 2m
		II	≥52	≤3	≤2.5			
		III	≥51	≤3	≤3			
大明山石灰石矿	熔剂石灰石	I	≥52	—	≤2	≤0.3	—	
		II	≥49.5	—	≤4.5	≤0.3	—	
	高镁石灰石	I	35~40	≥10	≤4	≤0.3	≤0.01	
		II	40~44	≥6	≤4	≤0.3	≤0.01	
后屯石灰石矿	熔剂石灰石	边界品位	>44	<8	<4.5	<0.35	<0.06	可采厚度 4m, 夹石剔除厚度 4m
		平均品位	CaO + MgO > 52	—	<3	<0.25	<0.04	
龙石泉灰岩	熔剂石灰石		≥49	—	≤3.5	—	—	
	高镁石灰石		CaO + MgO ≥ 51					
龙凤山石灰石矿	熔剂石灰石	I	≥50	≤3.6	≤1.75	≤0.25	≤0.02	
		II	≥50	≤3.5	≤3	≤0.35	≤0.04	
		III	≥49	≤3.5	≤3	≤0.35	≤0.05	
卡其布石灰石矿	熔剂石灰石	I	≥52	≤3.5	≤2			可采厚度 6m, 夹石剔除厚度 2m
		II	≥50	≤3.5	≤2.5			
		III	≥49	≤3.5	≤3			
东山石灰石矿	熔剂石灰石	I	≥52		≤2	≤0.3	—	
		II	≥50		≤4.5	≤0.3	—	
	高镁石灰石	I	35~40	≥10	≤5	≤0.3	≤0.01	
		II	40~44	≥6	≤5	≤0.3	≤0.01	

续表

矿名	类型和品级		含量 (%)					开采技术条件
			CaO	MgO	SiO ₂	S	P	
乌龙泉	熔剂石灰石	优质	≥54.5		≤0.8	≤0.025	≤0.004	可采厚度2m, 品级分采厚度4~6m, 夹石剔除厚度2m (优质石灰石1m)
		I	≥52	≤3.5	≤2			
		II	≥50	≤3.5	≤3			
	白云石化石灰石		CaO + MgO ≥ 50	6~10	≤4			
歇乐山	熔剂石灰石	I	≥52	—	≤2	≤0.1	≤0.01	
		II	≥51	—	≤3.5	≤0.12	≤0.015	
		III	≥50	—	≤4.5	≤0.14	≤0.02	
把关河	熔剂石灰石	I	>52	≤3	≤1.5	≤0.25	≤0.02	
		II	≥50	≤3	≤2.5	≤0.3	≤0.02	
	水泥石灰石	III	≥47	≤2.5	—	—	—	
小关石灰石矿	制铝用石灰石							可采厚度2m, 夹石剔除厚度1m, 剥采比, 在铝土矿上部时, 必须在铝土矿极限剥采比<15范围内, 在铝土矿层以外<3~5
			>52	<1.5	<2			
东望山	熔剂(有色)石灰石		≥52	≤1.5	≤2			可采厚度≥4m, 夹石剔除厚度≥1m
前山	同上		≥52	≤1.5	≤2			可采厚度4m, 夹石剔除厚度2m
竹种	同上		≥53	≤1.5	≤1.5			可采厚度、夹石剔除厚度均为2m
明城	电石灰石		≥53.8	≤1	≤1	≤0.1	≤0.02~0.06	R ₂ O ₃ ≤ 1%, 可采厚度2m, 夹石剔除厚度: 石灰石4m, 其它岩石1m
	水泥石灰石		≥50	≤2.5	≤4	≤0.1	同上	
哈图克沟	电石灰石		≥54	≤1	≤1.2	≤0.05	≤0.005	R ₂ O ₃ ≤ 1%, 可采厚度8~10m, 夹石剔除厚度4m
井石石灰石矿	电石灰石		≥54	≤0.8	≤1	≤1	≤0.008	R ₂ O ₃ ≤ 1%

续表

矿名	类型和品级		含量 (%)					开采技术条件
			CaO	MgO	SiO ₂	S	P	
陆中石灰石矿	同上		≥53	≤1	≤1	≤0.2	≤0.06	R ₂ O ₃ ≤1%, 可采厚度1m, 夹石剔除厚度 1.5m
贵定石灰石矿	同上	边界品位	≥53.76	0.6~1	1	0.1	0.02	可采厚度、夹 石剔除厚度均 为1m
		工业品位	≥54.88					
湖田石灰石矿	电石灰石	I	≥52	≤1	≤1	≤0.2	≤0.02	可采厚度和夹 石剔除厚度均 为2m
		II	≥50	≤2.5	≤1	≤0.25	≤0.02	
		III	≥50	≤3.5	≤2	—	—	
	制碱石灰石		CaCO ₃ ≥95	≤2	R ₂ O ₃ ≤1	酸不溶物≤2	—	
滦县石灰石矿	制碱石灰石	I	CaCO ₃ ≥90	<1.9	酸不溶物≤6	Fe ₂ O ₃ + Al ₂ O ₃	1	可采厚度2m, 夹石剔除厚度 1m
		II	CaCO ₃ ≥88	<1.9	<6		1	
		III	CaCO ₃ ≥85	<2.38	<6.5		2	
上杭石灰石矿	制碱石灰石		CaCO ₃ ≥97	0.56	酸不溶物0.1~0.5			可采厚度≥3 m, 夹石剔除 厚度≥2m
王石庄石灰石矿	制玻璃石灰石	I	>54	Fe ₂ O ₃ <0.15				
		II	>47	Fe ₂ O ₃ <0.2				
符镇灰岩离石	制玻璃石灰石		49.44	2.5	4	Fe ₂ O ₃ 0.29	Al ₂ O ₃ 0.64	
凯石石灰石矿	同上		53.19	0.975	2.05	Fe ₂ O ₃ 0.63	Al ₂ O ₃ 0.137	
万罗山石灰石矿	水泥石灰石		≥48	≤3	fSiO ₂ ≤4	≤1	K ₂ O + Na ₂ O ≤0.6	可采厚度8m, 夹 石剔除厚度3m, CaO含量在45~ 48%的可与大于 48%的按任意连 续12m加权平均 搭配使用, 使之 达到48%, MgO>3%的若 按任意连续12m 加权平均能达到 要求可不剔除
永登石灰石矿	水泥石灰石		≥48	≤3	≤0.1	fSiO ₂ ≤4	K ₂ O + Na ₂ O ≤0.6	可采厚度8m, 夹 石剔除厚度2m, 剥采比0.5:1 (m ³ /m ²)

续表

矿名	类型和品级		含量 (%)					开采技术条件
			CaO	MgO	SiO ₂	S	P	
白鹿山石灰石矿	白水泥石灰石	I	≥55	≤0.5	Fe ₂ O ₃ ≤0.05	<0.1	K ₂ O + Na ₂ O ≤0.8	可采厚度3m, 夹石剔除厚度1.5m
		II	≥55	≤0.5	0.05~0.1	<0.1	≤0.8	
峨嵋山石灰石矿	水泥石灰石	I	>48	<2.5	石英、燧石含量不大于3~4			可采厚度5m, 夹石剔除厚度2m
		II	>48	<4				
江山石灰石矿	水泥石灰石	I	>48	<2.5	硅酸系数<3.5			可采厚度2.5~5m, 夹石剔除厚度1.5m, 剥采比<0.25
		II	>45	<4				
大石坝石灰石矿	水泥石灰石		>50	<2	燧石结核<3	K ₂ O + Na ₂ O<0.25		

11.2.1.4 石灰石矿产品质量要求

(1) 钢铁冶炼熔剂用石灰石的主要质量要求见表1-11-154, 矿石粒度要求见表1-11-155。

(2) 制陶瓷、磷肥等用石灰石的一般质量要求, 见表1-11-156。

(3) 建筑石材用石灰石物理性能要求, 见表1-11-157。

(4) 矿物饲料用石灰石一般要求氟含量不大于0.15%, 砷不大于0.012%, 铅不大于0.008%。

石灰石的主要质量要求表 (ZBD6001-85)

表1-11-154

类别	品级	化学成分 (%)					
		CaO	CaO + MgO	MgO	SiO ₂	P	S
		不小于		不大于			
普通石灰石	特级品	54	—	3	1.0	0.005	0.02
	一级品	53	—	3	1.5	0.01	0.08
	二级品	52	—	3	2.2	0.02	0.1
	三级品	51	—	3	3.0	0.03	0.12
	四级品	50	—	3	4.0	0.04	0.15
高镁石灰石	特级品	—	55	8	1.0	0.005	0.02
	一级品	—	54	8	1.5	0.01	0.08
	二级品	—	53	8	2.2	0.02	0.1
	三级品	—	52	8	3.0	0.03	0.12
	四级品	—	51	8	4.0	0.04	0.15

11.2.2 菱镁矿

11.2.2.1 镁的性质和用途

(1) 镁是一种银白色的轻金属, 其粉末状态也保持金属光泽。硬度2.6、密度1.743

石灰石矿石粒度要求表

表 1-11-155

用 途	粒 度 范 围 (mm)	最大粒度不大于 (mm)	允许波动范围 (%)	
			上 限	下 限
			不 超 过	
烧 结	≤3	6	10	—
炼 铁	15~60	80	20	6
烧 石 灰	20~50	80	10	10
	50~90	110	10	10
	80~120	140	10	10

制陶瓷、磷肥用石灰石质量要求表 (%)

表 1-11-156

用 途	CaCO ₃	CaO	R ₂ O ₃	MgCO ₃	SiO ₂	其 它
制 陶 瓷	≥96	—	—	≤1	≤2	Fe ₂ O ₃ ≤0.25, S≤0.1
制 磷 肥	—	≥53	≤3	—	—	S≤0.15, P≤0.01
制 氮 肥	≥97	—	≤1	—	—	CaSO ₄ ≤0.2, R ₂ O≤0.25
制 糖	≥95	—	≤1.5	≤1.5	≤2	Mn≤0.0045, 酸不溶物≤1
制轻质硫酸钙	≥96	—	≤0.3	≤1	—	

建筑石材用石灰石物理性能要求表

表 1-11-157

容 重 (kg/m ³)	抗 压 强 度 (Pa)	抗 弯 强 度 (Pa)	抗 剪 强 度 (Pa)	吸(水)率 (%)	膨胀系数 (10 ⁻⁶ /℃)	平均 韧性 (cm)	平磨 均损 (%)	耐用 年限 (年)
1000~2600	220×10 ⁵ ~1400×10 ⁵	18×10 ⁵ ~200×10 ⁵	70×10 ⁵ ~140×10 ⁵	2~6	6.75~6.77	7	8	20~40

g/cm³、熔点651℃、沸点1100~1120℃。镁的化学性质活泼，是强还原剂。镁在大气中或水中会很快氧化而覆盖上一层薄膜，因而不易腐蚀。镁与氧反应，燃烧的火焰呈亮白色。它又是导电、传热及加工性能良好的金属。

(2) 镁的主要用途是制造轻合金，广泛用于飞机和汽车制造。镁粉可作发光剂，是燃烧弹、照明弹的原料。镁还可以作为制取单晶硅、钛、锆、铀的还原剂。

菱镁矿石是炼金属镁的原料之一，但约有90%的菱镁矿石是用作耐火材料。用硬烧菱镁矿生产出冶金镁砂、冶金粉、镁砖等，用于砌筑工业炉窑。冶金粉可作焊接材料。在胶凝材料工业上，用苛性菱镁矿和氧化镁或硫酸镁溶液结合而成的含镁水泥，可作建筑材料、装饰材料、绝热避音材料、人造磨石和砂轮。在化学工业中，用以制造各种镁化合物和含镁医疗药剂。在橡胶工业中，作硫化促进剂及填料。镁在陶瓷、造纸、制糖等工业中也有应用。

11.2.2.2 镁的主要矿物及其特征

目前已发现含镁的化合物有200余种，含镁主要矿物有20余种。常见主要含镁矿物及其特征见表1-11-158。

主要含镁矿物及其特征表

表 1-11-158

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	MgO含量 (%)
菱镁矿*	MgCO ₃	白色、灰白色或微带黄色	4~4.5	2.9~3.1	47.62
白云石*	CaMg(CO ₃) ₂	灰白色, 有时带浅黄、浅褐、浅绿色	3.5~4	2.8~2.9	21.12~21.36
蛇纹石	Mg ₃ (Si ₄ O ₁₀)(OH) ₂	一般呈绿色, 颜色变化与类质同象离子有关	3.0~3.5	2.36~2.7	43.0
橄榄石	(Mg·Fe) ₂ (SiO ₄)	无色、黄绿色、橄榄绿色、绿色至黑绿色	6.5~7	3.2~4.4	51.31
滑石	Mg ₃ (Si ₄ O ₁₀)(OH) ₂	白色, 因含杂质而呈浅黄、浅褐、浅绿色等	1	2.58~2.83	31.72
水镁石	Mg(OH) ₂	白色, 有时带浅绿色	2.5	2.35	69.12
光卤石*	KMg(H ₂ O) ₆ Cl ₂	纯净无色或白色, 因含铁而呈红色、黄褐色	2~3	1.8	Mg: 8.7 K: 14.1
钾盐镁矾	KMg(SO ₄)Cl·3H ₂ O	浅黄色或灰白色, 有时呈红色	2	2.1	16.19
杂卤石	K ₂ Ca ₂ Mg(SO ₄) ₄ ·2H ₂ O	无色、白、灰、橙红—粉红至砖红色	2.5~3.5	2.78	6.69
无水钾镁矾	2MgSO ₄ ·K ₂ SO ₄	无色, 有时呈浅黄、玫瑰、浅红、紫、绿、灰色	3.5~4	2.83	19.43

注: *指工业矿物。

11.2.2.3 镁矿石类型及加工方法

1. 菱镁矿石类型

(1) 按结晶状态不同分为晶质菱镁矿和非晶质菱镁矿。晶质菱镁矿按其结晶粒度大小一般又分为特粗粒(>50mm)、粗粒(5~50mm)、中粒(2~5mm)、细粒(<2mm)菱镁矿。

(2) 按矿石构造可分为緻密块状、带状、斑纹状、菊花状、砂砾状、皮壳状及疏松多孔状菱镁矿矿石。

(3) 按矿物组合不同分为四个类型八种矿物组合:

纯镁型: 菱镁矿

钙镁型: 白云石-菱镁矿

钙硅镁型: 白云石-滑石-菱镁矿; 白云石-蛋白石-石英-菱镁矿。

硅镁型: 滑石-菱镁矿; 蛋白石-石英-菱镁矿(含或不含滑石); 斜绿泥石-菱镁矿(含或不含滑石); 透闪石-菱镁矿(含或不含滑石)

2. 菱镁矿石加工方法

我国菱镁矿石质量优良, 一般不需选矿, 只需在开采过程中经分穿、分爆、分装、分运、分破及手选等工序即可产出优级块矿供各用户使用。但粉矿及低品位矿石, 则需经选矿处理, 一般可采用浮选法或热选法。按精矿石的性质和不同用途, 有不同的加工方法。

1) 炼金属镁的加工方法

炼镁工艺大体上分为电解法和热还原法(皮江法、半连续硅热法等)。用菱镁矿炼镁需采用电解法, 即将菱镁矿破碎后和石油焦混合煅烧, 然后氯化成无水氯化镁, 再经电解、精炼、酸洗, 最后成镁锭。

2) 作耐火材料和胶凝材料的加工方法

将菱镁矿石送入回转窑或竖窑中,用重油或焦炭作燃料煅烧。当作冶金镁砂用时,需在高温(1500~1800℃)下煅烧成硬烧菱镁矿。作胶凝材料用时,需在比较低的温度(700~1000℃)下煅烧成轻烧菱镁矿,再经分选、碾磨即可。

11.2.2.4 菱镁矿床工业指标

1. 菱镁矿床一般参考工业指标

菱镁矿床一般参考工业指标见表1-11-159。

2. 菱镁矿床工业指标实例

(1) 炼金属镁的工业指标实例见表1-11-160

(2) 作耐火材料用的工业指标实例见表1-11-161。

11.2.2.5 菱镁矿产品质量要求

菱镁矿的主要质量要求见表1-11-162。

菱镁矿床一般参考工业指标表

表1-11-159

品 级	化 学 成 分 (%)			备 注
	MgO≥	CaO≤	SiO ₂ ≤	
特 级 品	47	0.6	0.6	可采厚度2m; 夹石剔除厚度1~2m
一 级 品	46	0.8	1.2	
二 级 品	45	1.5	1.5	
三 级 品	43	1.5	3.5	
四 级 品	41	6	2	
菱镁矿粉	33	6	4	

炼金属镁用菱镁矿工业指标实例表

表1-11-160

单位名称	化 学 成 份 (%)				粒 级 (mm)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	注
	MgO	CaO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃				
辽宁某厂标准	≥45	<1.5	<1.5	<1.5	10~120占90%以上, 10以下<50%			1982年资料
掖县镁矿	≥45.5	<1.5	<1.5	R ₂ O ₃ <1.5		2	1	
国外资料	42~46	≤1.8	≤1.8					

11.2.3 白云石矿

11.2.3.1 白云石的性质和用途

1. 白云石的物理和化学性质

白云石矿主要由碳酸盐矿物白云石组成,常混入方解石、粘土矿物、石膏等杂质。纯白云石的化学成分为CaMg(CO₃)₂,理论含量:CaO30.41%, MgO21.86%, CO₂47.73%。

作耐火材料用菱镁矿工业指标实例表

表 1-11-161

矿区名称及矿石品级		化 学 成 分 (%)			备 注
		MgO	CaO	SiO ₂	
海城镁矿	I 级 (制砖、一级砂)	≥46	≤0.8	≤0.8	可采厚度2m、分级开采厚度4m, 特别复杂块段6m、夹石剔除厚度1m
	II 级 (制砖、二级砂)	≥45	≤1.2	≤1.5	
	III 级 (制砖、镁砂)	≥44	≤1.2	≤1.5	
	IV 级 (冶金砂、苦土)	≥44	≤1.2	≤1.5	
	V 级 (冶金砂)	≥38	≤2.5	≤1.5	
桂阳镁矿	I 级	≥46	≤1.2	≤1.5	酸不溶物<3%
	II 级	≥44	≤2	≤2	
	III 级	≥40	≤6	≤3	
	IV 级	≥38	≤8	≤3.5	
	表外矿	≥38	≤8	≤12	
邢台镁矿	I 级	≥45	≤1.2	≤1.5	可采厚度2m, 夹石剔除厚度1m
	II 级	≥44	≤2	≤2	
	III 级	≥40	≤6	≤3	
	等外 I 级	≥38	≤8	≤3.5	
	等外 II 级	≥38	≤8	≤12	
掖县镁矿	I 级	≥45	≤1.5	<2	可采厚度2m, 夹石剔除厚度1m
	II 级	≥43	≤1.5	<6	
	III 级	≥40	≤2	<9.5	
索伦山镁矿	I 级	>46	0.5	<1	R ₂ O ₃ <0.8%
	II 级	44~46	<1.5	<2	R ₂ O ₃ <4%
	III 级	40~44	<3	<3	R ₂ O ₃ 不限

菱镁矿的主要质量要求表 (YB321-81)

表 1-11-162

品 级	化 学 成 分 (%)			粒 度 (mm)	用 途
	MgO	CaO	SiO ₂		
特 级 品	≥47	≤0.6	≤0.6	25~100	制高铝镁砂, 作特殊耐火材料用
一 级 品	≥46	≤0.8	≤1.2	25~100	制各种镁砖
二 级 品	≥45	≤1.5	≤1.5	25~100	制各种镁砖
三 级 品	≥43	≤1.5	≤3.5	25~100	供制镁硅砂用时, SiO ₂ ≥4%; 供热选法用时, SiO ₂ ≥5%
四 级 品	≥41	≤6	≤2	25~100	制冶金镁砂
菱镁石粉	≥33	≤6	≤4	0~40	供烧结用块度>40mm的>10%, 最大>60mm

白云石一般呈白色, 外貌上与石灰石很相似。硬度 3~4, 密度 2.8~2.9g/cm³, 遇稀盐酸 (5%) 极缓慢地微弱发泡或不发泡, 风化面常有白云石粉及纵横交叉的刀砍状溶沟。煅烧至 700~900℃ 时失去二氧化碳, 成为氧化钙和氧化镁的混合物, 称苛性白云石或轻烧白云石, 其结构疏松、气孔率大、机械强度小、化学活性高, 在大气中极易水化。如果煅烧温度达到 1500℃ 时, 氧化镁成为方镁石, 氧化钙转为结晶的 α-CaO, 结构致密, 抗

水性强,并具有较高的耐火度(可高达 2300°C),对炉渣侵蚀的抵抗能力也较强。

2. 白云石的用途

白云石在冶金工业、化学工业、建筑工业以及农业等各方面都得到广泛应用

冶金工业中主要用作碱性耐火材料和补炉材料,少量用作冶金溶剂。目前生产的多为半稳定性白云石砖。其碱性炉渣的侵蚀性抵抗力强,具有较高的耐火度($1770\sim 1800^{\circ}\text{C}$),热稳定性比镁砖高(但抗水性不如镁砖),广泛用来砌筑转炉、电炉和化铁炉的炉衬、竖窑烧成带。在冶炼优质铁锰合金、硅铁合金时,白云石常为专用炉料;炼钢时常加入少量的白云石,用以中和酸性炉渣,降低渣中 FeO 的活度,减轻炉渣对炉衬的侵蚀,炉龄可提高 $20\sim 30\%$ 。另外,部份白云石用来提炼金属镁。

在化学工业中白云石用来制碱(国外)或含水碳酸镁,以碱和含水碳酸镁与石棉混合,可制成贵重的绝热材料。亚硫酸法制成纸浆时也使用白云石。此外还可用以制硫酸镁。

在建筑工业中,纯白云石加热分解形成的苛性白云石,用以制含镁水泥及装饰材料。坚固而无裂隙的白云石块可做建筑石材或装饰石材,碎石可用来铺路。

橡胶业和制药业用少量白云石作填料。玻璃、陶瓷业用白云石作配料,能提高玻璃的化学稳定性、坚固性和降低晶化倾向,增加陶瓷彩釉的玻璃光泽。白云石经过焙烧可用做细研磨材料。经过烧制的白云石可在净水工业中用来中和硫酸污水,农业上用于改造酸性土壤,并可做杀菌剂,制造钙镁磷肥和粒状化肥等。

11.2.3.2 白云石矿石类型

(1)按矿石中方解石、白云石含量,白云石矿可划分为:

白云石矿:方解石含量 $0\sim 10\%$,白云石含量 $90\sim 100\%$;

含灰质白云石矿:方解石含量 $10\sim 25\%$,白云石含量 $75\sim 90\%$;

灰质(钙质)白云石矿:方解石含量 $25\sim 50\%$,白云石含量 $50\sim 75\%$ 。

(2)按矿石成因白云石矿可划分为:

同生白云石:是在沉积环境中沉积后期形成的白云岩;

成岩白云石:是指沉积物在固结过程中,碳酸盐被交代而形成的白云岩;

后生白云石:指在沉积岩形成以后的构造因素控制下,在局部范围内石灰岩被白云石交代而成的白云岩。

(3)按矿石结构白云石矿一般分为结晶型、颗粒型、碎屑型和交代型。

11.2.3.3 白云石矿床工业指标

1. 白云石矿床一般参考工业指标

(1)冶金用白云石矿床的一般参考工业指标见表1-11-163。

(2)其它工业用白云石矿床的一般参考工业指标如下:

提炼金属镁: $\text{MgO} \geq 19\%$, $\text{SiO}_2 \leq 3\%$, $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O} \leq 0.3\%$ 。

玻璃原料: 1级 $\text{MgO} \geq 20\%$, $\text{CaO} \geq 30\%$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 \leq 0.1\%$, $\text{Al}_2\text{O}_3 < 1\%$; 1级 $\text{MgO} \geq 19\%$, $\text{CaO} \geq 30\%$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 \geq 0.2$, $\text{Al}_2\text{O}_3 < 1\%$ 。

制含镁水泥: $\text{MgO} \geq 18\%$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{MnO}_2 < 0.5\%$, $\text{R}_2\text{O}_3 < 4\%$ 。

制辉绿岩铸件: $\text{MgO} \geq 18\%$, $\text{CaO} > 30\%$ 。

陶瓷配料: $\text{CaCO}_3 + \text{MgCO}_3 > 79\%$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 < 0.3\%$ 。

冶金用白云石矿床参考工业指标表

表 1-11-163

品 级	化 学 成 分 (%)			开采技术条件
	MgO	SiO ₂	酸不溶物	
特 级	≥19	≤2	≤4	可采厚度2m 夹石剔除厚度1~2m
I 级	≥19	≤4	≤7	
II 级	≥17	≤6	≤10	
III 级	≥16	≤7	≤12	

制钙镁磷肥: MgO ≥ 20%, CaO > 30%, SiO₂、Fe₂O₃、Al₂O₃ 少量。

2. 白云石矿床工业指标实例

我国部分白云石矿床勘探时采用的工业指标详见表 1-1-164。

白云石矿床工业指标实例表

表 1-11-164

矿区名称	品级	化 学 成 分 (%)				开采技术条件
		MgO	SiO ₂	酸不溶物	其 它	
陈家堡子白云石矿	Ia	>19	0~1.5	<7		
	Ib	>19	1.5~4	<7		
	II	>17	<6	<10		
	III	>16	<6	<12		
固阳白云石矿	特	≥19	≤2.5	≤4		
	I	≥19	≤4	≤7		
	II	≥17	≤6	≤10		
	III	≥16	≤7	≤12		
民和白云石矿		>19	≤3	—	K ₂ O + Na ₂ O ≤ 0.3	可采厚度4m, 夹石剔除厚度2m。
乌龙泉石灰石矿	I	≥19	<4			可采厚度2m,
	II	≥17	<6			夹石剔除厚度2m
	III	≥16	<7			
湘乡石灰石矿	I	>19	<2			品级分采厚度≥4m,
	II	>17	<4			夹石剔除厚度≥4m
	III	>16	<6			
水城白云石矿	特	>20	<1.5	<3	SO ₂ < 0.1, P ₂ O ₅ < 0.02	各品级中的MgO-CaO = 49%, 可采厚度2m, 夹石剔除厚度2m
	I	>19	<2	<3.5	SO ₂ < 0.1, P ₂ O ₅ < 0.02	
	II	>17	<3	<4.5	SO ₂ < 0.2, P ₂ O ₅ < 0.04	
	III	>16	<4	<7	—	
幕府山白云石矿	特	≥20	≤2	<4		可采厚度2m, 夹石剔除厚度2m
	I	≥19	≤3	<7		
	II	≥17	≤6	<10		

11.2.3.4 白云石矿产品质量要求

冶金部对白云石矿的主要质量要求见表 1-11-165。

冶金用白云石矿的主要质量要求表 (YB2415—81)

表 1-11-165

用 途	品 级	化 学 成 分 (%)			
		MgO	$Al_2O_3 + Fe_2O_3 + SiO_2 + Mn_2O_4$	SiO_2	CaO
炉衬用白云石	I 级	≥ 20	≤ 2 (其中 $SiO_2 \leq 1$)		
	II 级	≥ 20	≤ 3 (其中 $SiO_2 \leq 1.5$)		
耐火材料及 冶炼用白云石	I 级	≥ 19		≤ 2	
	II 级	≥ 19		≤ 3.5	
	III 级	≥ 17		≤ 4	
	IV 级	≥ 16		≤ 5	
	镁化白云石	≥ 22		≤ 2	≥ 6

11.2.4 硅 石 矿

11.2.4.1 硅石的性质和用途

1. 硅石的物理和化学性质

硅石为硅质原料的统称,包括石英砂岩、石英岩、脉石英、交代硅质角岩和石英砂等。其矿物成分主要为石英(晶质 SiO_2)和玉髓(隐晶质 SiO_2),常为块状或粒状集合体。其化学成分主要为 SiO_2 ,另外含少量的 Fe_2O_3 、 Al_2O_3 、CaO、 P_2O_5 、MgO和有机物质。较纯的脉石英和石英岩, SiO_2 含量可达98~99%,石英砂岩可达95~97%。

硅石质地坚硬,硬度7,密度 $2.65g/cm^3$,具有极高的耐火性能和良好的耐酸性,熔点 $1730^\circ C$,熔融体冷却后能变成石英玻璃。呈结晶体的石英称为水晶,具有透过紫外线光的能力及压电性。

2. 硅石的用途

冶金工业用硅石制酸性耐火砖和冶炼硅铁,少量用做酸性熔剂。硅砖用来砌筑焦炉、电炉、平炉、加热炉、均热炉及耐火材料烧成窑、玻璃熔窑等的炉衬。硅铁在炼钢中用以增温、造渣、脱氧、脱硫,并用以炼制硅钢。质纯的硅石可作石英玻璃、冶炼结晶硅,而结晶硅又是生产单晶硅的主要原料,又可制硅铝和有机硅。

化学工业中用硅石制造各种硅化合物和硅酸盐,也可作硫酸塔的填充物。

硅石是制造玻璃的主要原料,并可制耐酸、耐火的化学器具及紫外光医疗所用的石英灯,制造瓷器的坯料和釉质。在研磨工业中用作磨石、油石、砂纸及碳酸硅等的研磨材料。在水泥工业中用作制造硅酸盐水泥的校正原料。

结晶良好而晶体较大、无缺陷的水晶单晶可制石英谐振器,具有最高的频率稳定性,频率误差可小至 10^{-9} 以内,广泛用于国防和尖端技术的电子、电讯和精密计时仪表设备中。光学水晶可制造石英检射计、红外线分析窗口、光谱仪、摄谱仪等。工艺水晶可作工艺品的材料。

11.2.4.2 硅石矿石类型

硅石矿石可划分如下类型:

1. 石英砂岩

是石英与其它矿物颗粒被某种胶结物胶结起来的沉积岩。其特点是80%以上的碎屑都是石英和硅质碎屑,此外还有长石、燧石、高岭土和白云母杂于其中,颗粒呈浑圆状,表面光滑、干净,多为中—细粒状。胶结物常见为硅质,有时为钙质、铁质、泥质、锰质,其中以硅质胶结质量最好,胶结物常为蛋白石和玉髓。矿石一般呈白、灰白、浅红、浅黄色,硬度大,断面粗糙,透水性好。

2. 石英岩

石英岩由石英砂岩受热变质重结晶而成,结晶颗粒间的胶结物一般已经消失。矿物成分主要为石英,含量大于85%。其它矿物有绢云母、绿泥石、白云母、黑云母、角闪石、辉石等。一般具粒状变晶结构及块状构造,呈白至灰白色,质地坚硬,通常不透水。

3. 硅质角岩

硅质角岩是被硅质交代的一种岩石,包括燧石岩和次生石英岩。燧石岩是碳酸盐类岩石被氧化硅交代的产物;次生石英岩则是酸性和中性的喷出岩和凝灰岩经热液交代生成的。燧石岩物质成分简单,主要为氧化硅,如蛋白石、玉髓和微晶质的自生石英组成,緻密而具有贝壳状断口,颜色多为灰色或黑色。次生石英岩成分复杂,除含大量的石英外,还含有微量绢云母、黄铁矿、赤铁矿、金红石、明矾石、高岭土、红柱石、水铝石、刚玉等脉石矿物,矿石常具细粒状结构。

4. 脉石英

脉石英的矿物成分主要是石英,含少量长石、云母及其它矿物。具致密块状,质纯呈白色,半透明、油脂光泽、贝壳状断口,结晶颗粒很大, SiO_2 含量很高,加热时转化困难且易发生分裂而松散,因而一般不适于用作硅砖原料。

5. 石英砂

石英砂在工业上称硅砂,为近代松散堆积物,砂粒是各种硅质岩石的碎粒。比较纯的砂称为石英砂,呈白或灰白色,带杂质时则呈现浅红色、浅褐黄和土色。

6. 优质高硅土

优质高硅土,有的地方称为石英粉矿,是 SiO_2 含量高达98%以上的天然高硅原料。

11.2.4.3 硅石矿床工业指标

1. 硅石矿床一般参考工业指标

(1) 冶金、建材等工业用硅石的一般参考工业指标,见表1-11-166。

(2) 其它工业用硅石矿的一般质量要求如下:

硫酸塔充填物用石英岩: $\text{SiO}_2 < 90\%$ 。

铸造用硅砂: $\text{SiO}_2 > 95\%$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 < 5\%$, $\text{Al}_2\text{O}_3 < 5\%$, $\text{CaO} < 2\%$ 。

过滤用硅砂: $\text{SiO}_2 > 96\%$, $\text{CaO} + \text{MgO} < 30\%$ 。

光学玻璃用硅砂: $\text{SiO}_2 > 99\%$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 < 0.02\%$ 。

碳化硅用硅砂: $\text{SiO}_2 > 99\%$, $\text{Al}_2\text{O}_3 < 0.2 \sim 0.3\%$ 。

2. 硅石矿床工业指标实例

硅石矿床一般参考工业指标表

表 1-11-168

矿石品级		化 学 成 分 (%)				其 它
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	
硅砖用硅石	特	≥98	≤0.5	≤0.5	≤0.5	耐火度1750℃
	I	≥97.5	≤1.0	≤1.0	≤0.5	耐火度1730℃
	II	≥96	≤1.5	≤1.5	≤1.0	耐火度1710℃
硅铁用硅石	I	≥97.5	≤1.0	—	≤0.3	P ₂ O ₅ ≤0.02
	II	≥96	≤1.5	—	≤1.0	P ₂ O ₅ ≤0.03
熔剂用硅石		≥90~95	≤2~5	≤1~3	≤3.0	
硅铝用硅石		≥98.5	≤0.5	—	—	
结晶硅用硅石		≥98~99	≤0.5	≤0.5	≤0.5	P ₂ O ₅ ≤0.03
石英玻璃用硅石		≥99.95	极微	极微	极微	P ₂ O ₅ 极微
玻璃原料 用硅石	一类玻璃要求	>99	<0.5	<0.05	—	Cr ₂ O ₃ <0.001, TiO ₂ <0.05
	二类玻璃要求	>98	<1	<0.1	—	
	三类玻璃要求	>96	<2	<0.2	—	
建筑卫生、日用陶瓷用硅石		<98.5	—	—	—	Fe ₂ O ₃ +TiO ₂ <0.5
无线电陶瓷用硅石	I	<99.5	<0.2	<0.01	<0.1	K ₂ O+Na ₂ O<0.1, MgO<0.1 烧失量0.2
	II	>98.5	<1.0	<0.05	<0.1	K ₂ O+Na ₂ O<0.2, MgO<0.1 烧失量0.2
电缆用硅石		>98.5	—	<0.15	—	

注：可采厚度2m，夹石剔除厚度1~2m。玻璃硅质原料矿床可采厚度≥2m，夹石剔除厚度>0.5~1m，平均剥采比≤0.5，储量计算最低开采标高的底盘宽度不小于40m，边坡角50°~55°（边坡高度>100m）、55°~60°（边坡高度<100m），爆破安全距离一般不小于400m；石英砂矿床最低可采厚度0.5~1m，夹石剔除厚度>0.5米，平均剥采比<1，边坡角30°。

我国一些硅石矿床采用的工业指标，见表1-11-167。

11.2.4.4 硅石矿产品质量要求

硅石矿产品的主要质量要求列表1-11-168、1-11-169。

11.2.5 硅灰石矿

11.2.5.1 硅灰石的性质和用途

1. 硅灰石的物理和化学性质

硅灰石为钙的偏硅酸盐矿物，化学分子式为CaO·SiO₂或CaSiO₃，理论含量CaO 48.3%、SiO₂ 51.7%属三斜晶系，常呈片状、放射状或纤维状集合体。常含有铁、锰、镁等类质同象混入物，伴生矿物有石榴石、透辉石、绿帘石、方解石、石英、褐铁矿等。颜色为白色、带灰或浅红的白色，有时呈肉红、浅绿色。硬度4.5~5.5，密度2.75~3.10g/cm³。具有脆性，易压碎和研磨。研磨至最细颗粒时，仍保持纤维状，基于这一特性而有很多用途。熔点1540℃，阴极射线照射下能发出强的黄色萤光。能完全溶于浓盐酸，并析出

硅石矿床工业指标实例表

表 1-11-167

矿山名称	矿石品级	化 学 成 分 (%)				耐 火 度 (℃)	开采技术指标
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	Fe ₂ O ₃		
石门硅石矿	硅砖用	I	>98	<1.0	<0.5	—	>1770
		II	>97	<1.2	<1.0	—	>1750
		III	>96	<1.6	<1.5	—	>1730
	硅铁合金用	I	>97.5	<1.0	<0.3	P ₂ O ₅ <0.02	—
		II	>96	<1.5	<1.0	<0.03	—
		III	>95	<1.8	<1.5	—	—
都拉哈拉 硅石矿	I	>97	<1.3	<1.5	—	—	(石英岩矿床)
	II	>96	<1.6	<1.0	—	—	
	III	>97	<2.1	<1.0	—	—	
	IV	>96	<2.1	<1.0	—	—	
五台硅石矿	I	>97	<1.3	<0.5	—	>1750	(硅质角岩矿床)
	II	>96	<1.6	<1.0	—	>1730	
金沙硅石矿	I	>98.5	<0.5	<0.1	<0.3	—	硅质角岩矿床; 夹石剔除厚度: 0.5m
	II	>97	—	—	<0.5	—	
	III	>96	—	—	<1.5	—	
宁夏某矿	I	>98	<1.0	—	<0.1	—	石英砂岩矿床(玻璃用); 可采厚度: 2m
	II	>96	<2.0	—	<0.2	—	
山东某矿	I	>92	<4.0	—	<0.2	TiO ₂ <0.1	石英砂矿床; 可采厚度: 1m
	II	>90	<5.0	—	<0.25	TiO ₂ <0.1	夹石剔除厚度: 0.3~1m
柘机硅石矿	边界品位	>87	<5.0	—	<0.8	—	石英砂矿床; 可采厚度: 2m
	平均品位	>89	—	—	—	—	夹石剔除厚度: 1.5m

耐火制品用硅石主要质量要求表

表 1-11-168

品 级	化 学 成 分 (%)			耐 火 度 (℃)	吸 水 率 (%)
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO		
特 级 品	≥98	≤0.5	≤0.4	≥1750	≤3
I 级 品	≥97	≤1.0	≤0.5	≥1730	≤4
II 级 品	≥96	≤1.3	≤1.0	≥1710	≤4

胶冻状SiO₂。

2. 硅灰石的用途

硅灰石主要用于陶瓷工业,但在油漆、颜料、冶金等工业中也广泛应用。

冶金工业中用硅灰石配制的冶金保护渣,具有稳定的物化性能,碱度比值一般固定不

铁合金及工业用硅石主要质量要求表

表 1-11-169

品 级	化 学 成 分 (%)				
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	P ₂ O ₅
特 级 品	≥99	≤0.3	≤0.15	≤0.2	≤0.02
I 级 品	≥98	≤0.5	—	≤0.3	≤0.02
II 级 品	≥97	≤1.0	—	≤0.5	≤0.03

变；具有较强的吸附钢水中Al₂O₃的能力。硅灰石在整个形成过程中天然无碳，对于制作超低碳钢种浇注所用的保护渣，是最理想的原料。

在陶瓷工业中硅灰石用以制造细瓷、粗瓷、电瓷、卫生陶瓷和艺术制品，建筑和日用陶瓷制品，釉、高频电流的特殊无线电瓷制品，瓷砖和墙板，化学制品，特种过滤器等等。具有降低瓷化温度、增加强度、减小收缩和吸水膨胀等优点。用硅灰石为主要原料制面砖，可使面砖抗压强度提高，对气候的稳定性和抗冻性也增大，并具有很好的绝缘性。

硅灰石是制造涂料的重要原料，能使白色涂料具有明亮的色调（并能长期保持），流平性良好。由于硅灰石碱性大，非常适用于聚乙烯涂料，使其着色分散均匀，且能改进钢的深层耐腐蚀能力。除用于水性涂料外，硅灰石还可用于底漆中间涂层油性涂料、路标涂料、隔音瓷砖涂料等。在沥青涂料中可以代替石棉，在乳胶漆中代替部份钛白粉（白度遮盖率不变、涂料的颜色更鲜美）。

此外，硅灰石还可用作研磨盘粘结剂、电焊条涂层、调整长石粘度的熔剂、纸和保温材料、玻璃的附加成份、石棉的代用品，以及用于矿物棉和肥料生产等方面。

11.2.5.2 硅灰石矿床工业指标

硅灰石矿在我国为新兴矿种之一，目前尚无统一的工业指标，表1-11-17。列出几个矿床采用的工业指标，供参考。

11.2.5.3 硅灰石矿产品质量要求

硅灰石矿产品质量要求，目前国家尚无统一的标准，现将有关使用单位的一般质量要求列于表1-11-171至1-11-174。

炼钢保护渣对硅灰石矿的一般质量要求：SiO₂≈CaO，Al₂O₃<1%，C<0.5%。

陶瓷对硅灰石矿的一般质量要求：硅灰石含量>60%，方解石≤10%，石英≤20%，Fe₂O₃≤1.5%，Fe₂O₃+FeO≤3%。

11.2.6 硅 藻 土 矿

11.2.6.1 硅藻土的性质和用途

1. 硅藻土的物理和化学性质

硅藻土是一种白色或浅黄色粉状硅质岩石，主要由硅藻甲壳及部份放射虫类的骨骼和海棉的刺所组成的松散、胶结不紧的沉积岩，硅藻含量可达70~90%。矿石的主要矿物成

硅灰石矿床工业指标实例表

表 1-11-170

矿 区	含 矿 率 (%)		化学成分 (%)	开采技术条件
	边 界	工 业		
大顶山硅灰石矿	≥ 30	≥ 35	SiO ₂ 38~58 CaO 36~55 Fe ₂ O ₃ ≤ 0.8 烧失量 ≤ 7	可采厚度 $\geq 1m$ 夹石剔除厚度 $\geq 2m$ 含矿体长和深分别大于 25m
长敏子硅灰石矿	手选后 ≥ 40	单工程平均: 原矿 ≥ 30 (单层厚度大 于 5cm) 手选后 ≥ 60	手选后: 方解石 ≤ 10 石英 ≤ 20 Fe ₂ O ₃ ≤ 1.5 Fe ₂ O ₃ + FeO ≤ 3	可采厚度 $\geq 2m$ 夹石剔除厚度 $\geq 2m$ 剥采比: 3(m ³ /m ³)
小箕卜硅灰石矿	≥ 30	I 级 ≥ 70 II 级 $\geq 50 \sim 70$ III 级 $\geq 30 \sim 50$	Fe ₂ O ₃ + TiO ₂ ≤ 2 CaO ≤ 0.3	同 上

注: 大顶山硅灰石矿含矿率系指矿层中含大于 4 cm 的硅灰石矿物集合体的含量。

硅灰石块矿的一般质量要求表

表 1-11-171

品 级	块 度 (cm)	化 学 成 分 (%)			
		SiO ₂	CaO	Fe ₂ O ₃	烧 失 量
特级中块	4~20 > 90%	46~53	43~50	< 0.25	< 3.5
I 级中块	4~30 > 90%	44~53	43~50	< 0.4	< 6.0
II 级中块	4~30 > 90%	43~53	40~49	< 0.6	< 8.0

硅灰石小颗粒的一般质量要求表

表 1-11-172

品 级	块 度 (cm)	化 学 成 分 (%)			
		SiO ₂	CaO	Fe ₂ O ₃	烧 失 量
特级粒	0~4 > 90%	49~53	43~50	< 0.25	< 3.5
I 级粒	0~4 > 90%	44~53	43~50	< 0.4	< 6.0
II 级粒	0~4 > 90%	43~53	40~49	< 0.6	< 8.0

硅灰石粉的一般质量要求表

表 1-11-173

品 级		通过率(%)	化 学 成 分 (%)			
			SiO ₂	CaO	Fe ₂ O ₃	烧 失 量
特 级	325目	98	48~52	44~48	<0.2	<3.5
	200目	98	46~53	43~50	<0.2	<3.5
	100目	98	46~53	43~50	<0.2	<3.5
I 级	325目	98	44~53	43~50	<0.4	<5
	200目	98	44~53	43~50	<0.4	<6
	100目	98	44~53	43~50	<0.4	<6
II 级	325目	98	43~53	40~48	<0.6	<7
	200目	98	43~53	40~48	<0.6	<7
	100目	98	43~53	40~48	<0.6	<7

涂料级硅灰石粉的一般质量要求表

表 1-11-174

品 级	通过率 (%)	主 要 指 标 (%)								白度 (%)
		SiO ₂	CaO	Fe ₂ O ₃	吸油量	pH值	折光指数	水溶物	烧失量	
1250目	<10μ占90	>48	>44	<0.2	—	7.5~8.5	>1.62	—	<2	>95
400目	98	>48	>44	<0.2	<23	7.5~8.5	>1.62	<0.5	<2	>94
325目	98	>48	>44	<0.2	<23	7.5~8.5	>1.62	<0.5	<2	>94

分为蛋白石，常有碳酸盐或粘土物质混入，含杂质时呈绿色、褐色甚至黑色。由于其特殊的硅藻结构（数目很多而且极小的硅藻空心细胞形成的空隙），而具有其它许多矿物无法替代的独特物理和化学性能，如质轻、孔隙度大、吸附性强、隔热、隔音等等。

硅藻土的一般物理和化学性质详见表 1-11-175。

硅藻土的一般物理和化学性质表

表 1-11-175

硅藻土的一般物理和化学性质表														
颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	体 重 (t/m ³)		溶解度	吸附力	折射率	熔点	传 导 性	孔 结 构				
			干	湿						堆密度 (g/cm ³)		孔体积 (m ³ /g)	比表面积 (m ² /g)	主要孔半径 (A)
										干块	干粉			
纯净者白色，含杂质时呈灰白、黄、灰绿、黑色	矿石1~1.5，微粒4.5~5.5，煅烧后5.5~6.7	纯净干燥者0.4~0.9，固结硬化者2.0，煅烧后2.3	0.5	0.8	不溶于酸（除氢氟酸），易溶于碱	能吸附本身重量1.5~4倍水	1.4~1.46，煅烧后1.49	1400℃ 1650℃	对极声差、电热传导性	0.32	0.08	0.45	1.9~6.5	500~8000
			~	~						~	~	~		
			0.92	1.7						0.64	0.26	0.98		

2. 硅藻土的用途

目前硅藻土的用途已超过500种, 60~70%用于过滤材料, 20%用于填料。我国目前主要用于硫酸生产中的钒催化剂载体原料, 以及隔热保温材料, 其它行业用量甚少。

硅藻土的主要用途是:

用于石油、动植物油、医药、磷酸、化纤、污水处理, 糖、蜂蜜、盐、酒、酱油、液体肥皂、动物胶、有机和无机溶液、钛染料等的过滤材料;

用于橡胶、油漆、农药、塑料、造纸等工业作吸附剂填料, 亦可用于配制去污粉、研磨膏、液体研磨剂、金属磨光粉等研磨材料;

用于石油化工, 如氧化、加氢、脱氧、水和、还原以及合成反应等的钒触媒、镍触媒等催化剂载体;

用作轻质保温隔热材料, 制作轻质保温砖、板、管、粉等;

作陶瓷原料, 用于制作水玻璃、瓷釉、珐琅等产品;

用作水泥混合料、轻骨料、生粉和熟料脱色剂, 用于制作低密度水泥、高温水泥及轻质砖等。

11.2.6.2 硅藻土矿石类型和加工方法

1. 硅藻土矿石类型

根据目前国内绝大多数已做过地质(勘探)工作或生产开发的矿床资料, 硅藻土矿石自然类型主要依据硅藻、粘土及碎屑的相对含量来划分, 详见表1-11-176。

硅藻土矿石自然类型表

表 1-11-176

矿石自然类型	硅藻含量(%)	粘土含量(%)	碎屑含量(%)
硅藻土	>90	<5	<1
含粘土硅藻土	>75	5~25	<2
粘土质硅藻土或砂质、粘土质硅藻土	>55	25~50	<5

有的矿区以矿石构造来划分, 如山东临朐, 分为书页状和层状两种类型。有的矿区以矿石密度和堆密度划分, 如浙江嵊县, 分重质(堆密度 $>0.7\text{g/ml}$, 密度 $>1\text{g/cm}^3$)、轻质(堆密度 $<0.7\text{g/ml}$, 密度 $<1\text{g/cm}^3$)两种类型。

2. 硅藻土矿石加工方法

硅藻土除主要部份为硅藻的硅质壳壁外, 还含有泥砂、有机杂质, 少量 Fe_2O_3 、 Al_2O_3 、 CaO 、 MgO 以及高达40%以上的水份。这些杂质和水份的存在, 直接影响硅藻土的物化性质和工业利用, 因此, 需进行人工处理。

1) 一般用途的硅藻土的加工方法

该类矿石的加工方法采用简单的磨矿——干燥联合处理方法, 除去水份及杂质而获得不同粒级的“精土”。

2) 特殊用途的硅藻土的加工方法

对特殊用途的硅藻土, 视土质情况需经水洗——干燥或煅烧——清洗——酸洗处理,

除去硅藻结构内杂质,提高硅藻(SiO_2)含量,改善其各种物化性能。常见的加工方法有:

(1)磨矿-干燥联合法:原矿破碎-干燥机干燥-粉碎-干燥管干燥-分级、包装。

(2)原矿直接焙烧(回转窑加热、粉末熔化)-磨矿分级-粉红色精土;或:原矿加苏打粉(或食盐)熔剂焙烧(回转窑加热)-磨矿分级-白色精土。

(3)水选法:原土-水选罐中搅拌(加入 $60^\circ\sim 70^\circ\text{C}$ 热水)沉降-压滤剂脱水-振动松料机松散-烘干机或烘干窑烘干-包装。

(4)酸洗法:原矿破碎至1mm以下-一定温度下煅烧-热水搅拌、清洗-一定浓度硫酸或盐酸(视硅藻土用途而定,酸土比例视原土质量而定)处理若干小时-过滤-热水冲洗-干燥-精土包装。

11.2.6.3 硅藻土矿床工业指标

目前没有统一的硅藻土矿床参考工业指标,现仅将一般参考要求和一些矿床实际采用的工业指标,分别列于表1-11-177和表1-11-178中,供使用时参考。

硅藻土矿床一般工业指标表

表 1-11-177

硅藻土种类	化 学 成 分 (%)					其 它
	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	烧 减	
触媒剂载体原土	>65	4~12	<1~3	—	<10	颜色为白色
过滤材料用	>80~88	<1~3	<0.5~1	—	—	
保温材料用	>55	<15	<15	<5	—	水份<10%,矿石体 重<0.6t/m ³
填料用	>60	—	—	—	—	
陶瓷原料用	>85	—	<1	—	—	
建筑材料用	I	>75	<10	<10	<4	<4
	II	>65	<15	<15	<5	<5
	III	>60	—	—	—	—

11.2.6.4 硅藻土矿产品质量要求

目前无硅藻土矿产品的国家标准,现列出化工用硅藻土重点厂对矿石的一般质量要求,详见表1-11-179至1-11-181,供参考。

11.2.7 萤石矿

11.2.7.1 萤石的性质和用途

1. 萤石的物理和化学性质

萤石又称氟石,化学分子式为 CaF_2 ,理论含量:F48.67%,Ca51.33%,属等轴晶系,常呈立方体、八面体、或不规则粒状集合体。矿石中常含微量的硅、镁、铝、镨、铈、钇、铈等杂质,呈黄、绿、蓝、紫色,在紫外线和阴极射线照射下发强烈紫色萤

硅藻土矿床工业指标实例表

表 1-11-178

矿床名称		化 学 成 分 (%)					其 它
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	烧 减	
解家河硅	I 原矿	>60	—	<5.0	—	—	堆密度: I 级原矿 <0.6g/ml, 煅烧后 I 级原矿 <0.52g/ml, 可采厚度: 0.5m, 夹石剔除厚度: 0.2m
	I 煅烧后	>65	—	<5.5	—	—	
藻土矿	II	>60	<12	<7.0	—	<19	
马鞍山硅	I	≥85	≤6	≤2.0	≤0.8	—	
	I	≥80	≤8	≤3.5	≤1.2	—	
藻土矿	II	≥75	≤12	≤5.0	≤1.5	—	
先锋硅	I 原矿	>50	—	—	—	—	可采厚度: 2m, 夹石剔除厚度: 2m
	I 煅烧后	>65	—	—	—	—	
藻土矿	I 原矿	>40~<50	—	—	—	—	
	I 煅烧后	>55~<65	—	—	—	—	
海龙硅藻土矿 II		≥66	≤15	≤9	—	—	可采厚度: 1m, 夹石剔除厚度: 0.2m
福泉山硅藻土矿		>61	<18	<7	堆密度 ≤0.7g/ml		可采厚度: 1m, 夹石剔除厚度: 0.5m

注: 解家河、马鞍山、海龙等矿床的矿石主要用做触媒剂载体; 先锋矿石用作保温材料、轻质建材、助滤剂; 福泉山的矿石用作保温材料及触媒剂载体。

助滤剂用硅藻土的一般质量要求表

表 1-11-179

厂 名	颜 色	真 密 度 (g/ml)	假 密 度 (g/ml)	颗 粒 度	其 它
向阳染化厂	白色	2.2~2.3	0.35	通过150目/时	水份 <7%
上海石化总厂	白色松散无夹杂物	2.2~2.48	0.33~0.38	6~40μm占80%为宜	干燥失重51.7%, 酸钠中失重 <1%
兰化化纤厂	白色松散无杂物	2.1~2.4	0.3~0.35	同 上	过滤速度 <305, 真空失重 <2.5%

硫酸钡催化剂载体用硅藻土的一般质量要求表

表 1-11-180

矿 山	颜 色	SiO ₂ (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	水 份 (%)	堆 密 度 (g/ml)	烧 减 (%)
长白粉状一級原土	白或灰白	≥85	≤1.35	≤3		≤0.4	≤7
临朐粉状水选土	白或灰白	≥70	≤4	≤8	≤20	≤0.4	≤12
岢县粉状原土	白或灰白	≥63	≤6	≤14.5		0.5	8~15

硬化油Cu—Ni催化剂载体用硅藻土的一般质量要求表 表 1-11-181

厂 名	颜 色	SiO ₂ (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	水份(%)	烧减(%)	假密度(g/ml)
上海硬化油厂	白、青灰或黄色		≤0.3		<10	<0.5
九江油漆化工厂		>80	<0.3	<10	<10	0.45~0.5
天津合成化学厂	白、青灰	>80	<0.3	<20	<10	<0.5
安阳肥皂厂			含Fe<5		<10	<0.45

光，性脆，加热爆裂。硬度4，密度3.18g/cm³，熔点1360℃。具有低折射率($n=1.434$)，弱色散性，对紫外线和红外线有特殊的透过能力。萤石同盐酸及硝酸作用微弱，在浓硫酸中可以完全溶解，并放出氟化氢。

2. 萤石的用途

在冶金工业中，萤石用作炼钢、炼铁及化铁的助熔剂，能增加矿渣的碱度和流动性，使金属与炉渣能很好地分离。

在化学工业中，萤石是制造人造冰晶石、氢氟酸及氟化盐的原料。人造冰晶石是炼铝的电解质。用氢氟酸制成的氟化碳，无味、无毒、惰性、不受腐蚀，是制造人造纤维、润滑剂、清洁剂、防腐剂、杀虫剂、灭火剂、致冷剂、气溶胶、高级汽油等重要的有机氟原料。加氟化物制成的聚四氟乙烯称为塑料王，耐腐蚀，化学性能稳定，可在-269℃~+260℃温度范围内使用。在核动力工业中，氟化氢是分离U₂₃₅的试剂。

在建筑材料工业中，用作立窑生产水泥的矿化剂。在玻璃生产中作加速剂，可增加熔体流动性，降低液相温度，加速玻璃的形成。在陶瓷、搪瓷釉料工业中作乳浊剂，也起助熔作用。

人工生长的萤石晶体在光学仪器中，用作显微镜的复消色物镜、红外分光元件。纯度高的萤石，含铈、镱等稀土元素达到一定含量时，可作激光窗口材料。

此外，色泽鲜艳透明的块状萤石，可作工艺美术品和雕刻原料，被称为绿晶。

11.2.7.2 萤石的矿石类型和加工方法

1. 萤石的矿石类型和品级

按矿石的主要矿物组合，可将萤石矿石划分为表1-11-182所列七个类型。

按萤石矿物的构造特征又可分为块状（包括粗晶和细晶）矿石、条带状（包括条带状、环带状等）矿石、角砾状（包括正、负角砾状等）矿石、碎裂状矿石和浸染状矿石。前三种为常见的矿石类型。

萤石矿石可划分为富矿和贫矿两个品级，氟化钙含量大于或等于65%的为富矿石；氟化钙含量大于30%、小于65%的为贫矿石。

2. 萤石矿加工方法

萤石矿石的选矿方法一般为块矿手选或重选（跳汰）、手（重）选尾矿和自然贫矿浮选。

手选或重选的目的在于剔除采矿时混入的夹石、围岩和矿石中的有害杂质，提高矿石质量，生产合格的商品块矿。手（重）选时，原矿需经破碎、水洗、筛分等工序。手选块

萤石矿石类型表

表 1-11-182

矿石类型	主要矿物组合	备 注
萤石型	主要由萤石组成, 含少量其它杂质	属矿物组份简单的易选矿石
石英-萤石型	萤石含量大于石英	
萤石-石英型	萤石含量小于石英(包括玉髓)或二者近乎相等	
重晶石-萤石型	除萤石外, 通常含有少量重晶石	属矿物组份较复杂的难选矿石。矿石中含重晶石、硫化物、方解石等大于2%时, 即影响选矿流程或药剂选取及药剂用量
硫化物-萤石型	除萤石外, 含少量黄铁矿等硫化矿物	
方解石-萤石型	除萤石外, 含少量的方解石	
重晶石-方解石-萤石型	除萤石外, 含有一定量的重晶石和方解石	

矿的合格率因原矿品位、矿石类型, 对块矿的块度和质量要求而异, 一般为40~70%。

手选尾矿和自然贫矿的加工方法比较单一, 都采用浮选。原矿一般经粗、中、细碎, 细磨至-200目占50~90%, 然后进行分段选矿, 再经浓缩过滤, 干燥成为萤石精矿粉。浮选中普遍使用碳酸钠作调整剂, 水玻璃作抑制剂, 油酸、氧化石腊皂等作捕收剂。

11.2.7.3. 萤石矿床工业指标

1. 萤石矿床一般参考工业指标

现行《萤石矿地质勘探规范》提出的一般工业指标, 见表1-11-183。

萤石矿床一般工业指标表

表 1-11-183

品级	CaF ₂ (%)		S(%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	备 注
	边界品位	最低工业品位				
富矿	≥65	—	<1	0.7	>0.5~0.7	在资源缺少地区, 当矿石选矿效果良好时, 可适当降低贫矿的品位
贫矿	≥20	≥30	—	1.0	>1.0~2.0	

根据现行《铅锌矿地质勘探规范》的规定, 伴生萤石矿床综合评价的一般参考指标: CaF₂为5%。

2. 萤石矿床工业指标实例

我国一些萤石矿床采用的工业指标, 见表1-11-184。

11.2.7.4 萤石矿产品质量要求

(1) 冶金用萤石矿的主要质量要求见表1-11-185。

(2) 建筑材料用萤石矿的一般质量要求见表1-11-186。

(3) 供炼铝、化工及玻璃工业用的萤石精矿的主要质量要求详见表1-11-187。

(4) 光学用萤石的主要质量要求

原建筑工业部1961年制订的光学萤石暂行技术要求如下:

萤石矿床工业指标实例表

表 1-11-184

矿山名称	矿石品级		化 学 成 分 (%)				开采技术指标
			CaF ₂		SiO ₂	S	
			边界	工 业			
杨家萤石矿	特		≥75	≥85(块段)	—	—	可采厚度: 特级0.5m, I级0.7m, I级0.8m, II级1.0m; 夹石剔除厚度: 1m
	I		≥55	≥70	—	—	
	II		≥40	≥50	—	—	
	III		≥20	≥30	—	—	
棋星萤石矿	富矿		≥40	≥50(块段)			可采厚度: 富矿0.8m, 贫矿1.0m; 夹石剔除厚度: 0.5m
	贫矿		≥20	≥30			
银子山萤石矿	富矿	I	≥60	≥75	≤20	≤1.5	可采厚度: 富矿0.5m, 贫矿1.0m; 夹石剔除厚度0.5m
		II	≥50	≥60	—	≤1.5	
	贫矿		≥20	≥30	—	—	
慈石萤石矿	冶金	富矿	≥55	≥50	<20	电炉用<0.2	可采厚度: 富矿0.5m, 贫矿1.0m; 夹石剔除厚度: 0.5m, 包体剔除厚度0.1m
		贫矿	≥20	≥30	—	—	
	化工		80	90	<5	<0.3	BaSO ₄ <1, CaCO ₃ <1.25
	玻璃		60	80	—	<1.5	CaCO ₃ <1, Fe ₂ O ₃ <0.2
陈楼萤石矿	富矿		>55	>60	—	<1	可采厚度: 富矿0.6m, 贫矿1.0m; 夹石剔除厚度: 0.5m
	贫矿		>20	>30	—	—	
红安萤石矿	富矿		≥55	≥60	—	—	可采厚度: 富矿0.7m, 贫矿1.0m; 夹石剔除厚度: 富矿0.5m, 贫矿1.0m
	贫矿		≥20	≥30	—	—	
衡南萤石矿	富矿		≥50	≥60	—	—	可采厚度: 富矿≥0.7m, 贫矿≥1.0m; 夹石剔除厚度: 2.0m
	贫矿		≥20	≥30	—	—	
邵武萤石矿	富矿	I	≥55	≥60	—	—	可采厚度: 富矿0.7m, 贫矿1.0m; 夹石剔除厚度: 1.0m
		II	≥40	≥45	—	—	
	贫矿		≥20	≥25	—	—	
玉林萤石矿	富矿		>50	>70	<20	<1.5	可采厚度: 富矿0.7m, 贫矿1.0m; 夹石剔除厚度: 富矿0.5m, 贫矿1.0m
	贫矿		>20	>30	—	—	
资源萤石矿	富矿		55	60	—	—	可采厚度: 1.0m夹石剔除厚度: 富矿2.0m, 贫矿0.7m; 米百分: 富矿>20%, 贫矿>60%
	贫矿		10	20	—	—	
二河水萤石矿	富矿		≥55	≥30	20	1.5	可采厚度: 0.5m; 夹石剔除厚度: 0.5m
	贫矿		≥20	≥30	—	—	
三宝屯萤石矿	富矿		≥55	≥60	—	—	可采厚度: 1.0m; 夹石剔除厚度: 2.0m
	贫矿		≥10	≥20	—	—	

续表

矿山名称	矿石品级	化 学 成 分 (%)				开采技术指标
		CaF ₂		SiO ₂	S	
		边界	工 业			
巨山沟萤石矿	富矿	≥50	—	—	—	可采厚度: 0.7m;
	贫矿	≥10	25~50	—	—	夹石剔除厚度: 1.0m
高台萤石矿	I	>75	>75	—	—	可采厚度: 0.7m;
	II	>65	>65	—	—	夹石剔除厚度: 0.3m
	III	>50	>50	—	—	

冶金用萤石矿主要质量要求表 (YB325—81)

表 1-11-185

品 级	化 学 成 分 (%)				一 般 用 途
	CaF ₂	SiO ₂	S	P	
	不 小 于	不 大 于			
1	95	4.7	0.10	0.06	冶炼特殊钢, 特种合金用
2	90	9.0	0.10	0.06	冶炼特殊钢, 特种合金用
3	85	14.0	0.10	0.06	冶炼优质钢用
4	80	19.0	0.15	0.06	冶炼普通钢用
5	75	23.0	0.15	0.06	冶炼普通钢, 化铁, 炼铁用
6	70	28.0	0.15	0.06	化铁和炼铁用
7	65	32.0	0.15	0.06	化铁和炼铁用

建筑材料用萤石矿一般质量要求表

表 1-11-186

品 级	化 学 成 分 (%)				一 般 用 途
	CaF ₂	SiO ₂	S	P	
	不 小 于	不 大 于			
1	90	9	0.1	0.06	建筑材料工业 (制造水泥和玻璃等)
2	85	14	0.1	0.06	
3	75	23	0.15	0.06	
4	65	32	0.15	0.06	

萤石精矿主要质量要求表 (GB5690—85)

表 1-11-187

品 级	CaF ₂ 不小于(%)	杂 质 不 大 于 (%)			
		SiO ₂	CaCO ₃	S	P
特级	98	0.6	0.7	0.03	0.02
1	98	0.8	1.0	—	—
2	97	1.0	1.2	—	—
3	95	1.4	1.5	—	—
4	93	2.0	—	—	—

凡萤石晶体(或碎块)其无缺点部份的尺寸均应大于或等于 $6 \times 6 \times 6$ mm,全透明,无色或带均匀的浅色;无裂隙、包裹体(气体、液体、固体)或个别细小的包裹体(用六倍放大镜检查时);厚度为1.5mm的萤石薄片必须透过波长为 4.5μ 的红外线80%以上。

根据萤石晶体大小及采取率分为五级,见表1-11-188。

光 学 萤 石 分 级 表

表 1-11-188

级 别	可用部份采取率	可用部份尺寸(mm)	备 注
特	无缺点部份占整个晶体或碎块的体积 $\geq 90\%$	$\geq 50 \times 50 \times 25$	选矿时,除将不透明部份或其它缺点液条部份打掉外,一般应保留些缺点,以便使用单位加工及避免运输、装卸时损坏晶体的有用部份
1	无缺点部份占整个晶体或碎块的体积 $\geq 80\%$	$\geq 20 \times 20 \times 10$	
2	无缺点部份占整个晶体或碎块的体积 $\geq 60\%$	$\geq 10 \times 10 \times 4$	
3	无缺点部份占整个晶体或碎块的体积 $\geq 40\%$	$\geq 10 \times 10 \times 4$	
4	无缺点部份占整个晶体或碎块的体积 $\geq 50\%$;凡带有均匀的浅色(不具乳色)均列入该级	$\geq 6 \times 6 \times 4$	

11.2.8 耐 火 粘 土 矿

11.2.8.1 耐火粘土的性质和用途

1.耐火粘土的性质

耐火粘土是指耐火度大于 1580°C 的粘土状高岭石、一水硬铝石、勃姆石、地开石等粘土矿物集合体的总称,因其具有优良的热和化学稳定性而得名。按其物理化学性质、矿石特征和工业用途,通常可分为软质粘土、半软质粘土、硬质粘土和高铝粘土四种。

软质粘土一般为白色或灰黑色,呈土状、似土状,常为细颗粒的碎屑物组成。其粒径多小于 0.005mm ,有时也伴有一些较粗的颗粒。在水中容易浸散,与水或其它液体伴合后,能形成可塑性泥团,具有较大的粘性;

半软质粘土为白或灰白色,呈块状或片状,比软质粘土稍硬。颗粒组成与软质粘土类似,浸散性较差,在水中浸散较慢或只能部份浸散;

硬质粘土为灰白色至黑色,呈块状、板状、鲕状、贝壳状,一般在水中不浸散;

高铝粘土为白色、灰白色、呈豆状、鲕状、角砾状、緻密状、砂状、土状,硬度和密度较大,不具可塑性。

2. 耐火粘土的用途

耐火粘土主要用于冶金、机械等工业部门,其次为轻工、建材、化工和国防等部门。

工业上通常将耐火粘土作为耐火材料的一种原料使用,一般用作粘土质耐火材料和高铝耐火材料。粘土质耐火材料用以制作一般工业炉(加热炉、热处理炉)、高炉、热风炉、盛钢桶、铸钢、化铁炉、玻璃窑、冶金焦炉等用的粘土质或丰硅质耐火制品和耐火泥。此外还用作不定型耐火材料的骨料和粉料,粘土质(硅酸盐、水玻璃)耐火混凝土、耐火纤维等。用作高铝质耐火材料时,可制作炼钢电炉、盛钢桶、高炉、热风炉的高铝质耐火制品,高铝质骨料和粉料,高铝质(矾土、磷酸)耐火混凝土等。

耐火粘土还可用以制作玻璃工业的炉槽、托梁和熔罐、石灰厂、水泥厂的炉衬砖及黄铁矿的炉膛等。

11.2.8.2 耐火粘土矿石的主要矿物及其特征

耐火粘土矿石中常见的主要矿物及其特征,见表1-11-189。

耐火粘土矿石的主要矿物表

表 1-11-189

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度(g/cm ³)	Al ₂ O ₃ 理论含量(%)
硬水铝石	AlOOH	白、灰白色	6.5~7.0	3.2~3.5	84.98
一水软铝石(勃姆石)	AlO(OH)	无色、微黄的白色	3.5	3.01~3.46	84.98
三水铝石	Al(OH) ₃	灰、浅红白色	2.5~3.5	2.3~2.43	65.40
高岭石	Al ₂ (Si ₂ O ₅) ₂ (OH) ₄	白色或其它色	2.0~3.5	2.6~2.63	41.20
地开石	同上	白色或褐色	2.5~3.5	2.62	38.93(分析)
珍珠陶土	同上	白色或微带黄色	2.5~3.5	2.5	39.65(分析)
埃洛石(多水高岭石)	Al ₄ (H ₂ O) ₄ (Si ₄ O ₁₀)(OH) ₈	带各种色调白色	1.0~2.5	2.0~2.6	34.66
水云母(伊利石)	K ₂₋₃ (H ₂ O) _x {Al ₂ [AlSi ₃ O ₁₀](OH) ₂₋₃ (H ₂ O) _x }	白色	2~3	2.5~2.8	37.50(分析)
叶腊石	Al ₂ (Si ₄ O ₁₀)(OH) ₂	白、浅绿、浅黄	1.0~1.5	2.65~2.90	28.30
蒙脱石	(Al ₂ MgO ₃) _x (Si ₄ O ₁₀)(OH) ₂	白色	2.0~2.5	2.0~2.7	21.48(分析)

11.2.8.3 耐火粘土矿石类型

(1) 耐火粘土矿石类型

根据耐火粘土矿石的物理性质、化学成份、矿物成份和用途,可划分为表1-11-190所列的四个(工业)类型。

此外,还可按耐火粘土矿石中的杂质种类及含量,将其划分为低铁质耐火粘土($Fe_2O_3 \leq 3.5\%$)、高铁质耐火粘土($Fe_2O_3 > 3.5\%$)、高钛质耐火粘土($TiO_2 > 4.5\%$)。

耐火粘土矿石工业类型表

表 1-11-190

矿 石 工 业 类 型	矿 物 成 份		Al ₂ O ₃ 含 量	Fe ₂ O ₃ 含 量	耐 火 度	矿 石 外 观	工 业 用 途	备 注
	主要矿物	次要矿物	(%)	(%)	(℃)	特 征		
高铝粘土	一水硬铝石	高 岭 石 勃 姆 石	>50	≤3	≥1770	豆状、鲕状、角 砾状、緻密块状、 坚硬粗糙状、土状	高铝质 耐火材 料	化学 成份以熟料计
硬质粘土	高岭石	一水硬铝石、 三水铝石、 地开石、 伊利石、 叶腊石、	>30~50	≤3.5	≥1630	致密块状、鲕 状、贝壳状	粘土质 耐火材 料	
半软质粘土	高岭石	伊利石、 一水硬铝石	≥25	≤3.5	≥1630	块状、片状	结合剂	
软质粘土	高岭石——伊利石 钠蒙脱石——伊利石		>22	≤3.5	≥1580	土状、片状	结合剂	

高钾钠质耐火粘土 ($K_2O + Na_2O > 1\%$)、高钙质耐火粘土、高硫质耐火粘土等类型。

(2) 耐火粘土矿石技术品级

在同一矿石工业类型中，按主要化学成分 Al_2O_3 的含量、有害杂质的多少及主要物理性能的差异，还可进一步划分表 1-11-191 所列的各技术品级。

11.2.8.4 耐火粘土矿床工业指标

1. 耐火粘土矿床一般参考工业指标

1) 一般耐火粘土矿床参考工业指标

按现行《耐火粘土矿地质勘探规范》提出的耐火粘土矿床参考工业指标，详见表 1-11-191。

最小可采厚度（真厚度）：地下开采 0.8~1 m；露天开采 0.5~0.8 m。夹石剔除厚度：0.5~0.8 m。

2) 高杂质耐火粘土参考工业指标

(1) 高 $K_2O \cdot Na_2O$ 高铝粘土 ($K_2O + Na_2O > 1\%$) 的参考指标除按一般工业指标要求外，还要求 $K_2O + Na_2O < 2\%$ ， $TiO_2 < 4.5\%$ 。可用作低级高铝制品和无荷重软化温度要求的浇铸用砖。

(2) 高 $K_2O \cdot Na_2O$ 硬质粘土，当其它有害杂质含量较低时，其一般参考指标大致为表 1-11-192 所列。

(3) 高钛耐火粘土 ($TiO_2 > 4.5\%$) 的参考指标，除按一般工业指标要求外，对高钛高铝粘土一般要求 $TiO_2 < 15\%$ ，或不作严格限制；对高钛硬质粘土一般要求 $TiO_2 < 7.5\%$ 。

(4) 高铁耐火粘土 ($Fe_2O_3 > 3.5\%$) 的参考指标，高铁耐火粘土的铁质以结核状黄铁矿、白铁矿等形式存在时，如采用破碎、球团、煅烧工艺制砖，指标中 Fe_2O_3 含量一

耐火粘土矿床参考工业指标表

表 1-11-191

矿石类型	矿石品级	化 学 成 分 (%)				耐火度 (℃)	可塑性	备注
		Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	烧 减			
高铝粘土	特级	≥85	≤2.0	≤0.6	≤15	≥1770		化学成分以熟料计
	I 级	≥80	≤3.0	≤0.6	≤15	≥1770		
	II 级	甲	≥70	≤3.0	≤0.8	≥1770		
		乙	≥60	≤3.0	≤0.8	≥1770		
	III 级	≥50	≤2.5	≤0.8	≤15	≥1770		
硬质粘土	特级	≥44	≤1.2	—	≤15	≥1750		
	I 级	≥40	≤2.5	—	≤15	≥1730		
	II 级	≥35	≤3.0	—	≤15	≥1670		
	III 级	≥30	≤3.5	—	≤15	≥1630		
半软质粘土	I 级	≥35	≤2.0	—	≤16	≥1690	1~2.5	化学成分以生料计
	II 级	≥30	≤2.5	—	≤16	≥1670		
	III 级	≥25	≤3.5	—	≤16	≥1630		
软质粘土	I 级	≥30	≤2.0	—	≤18	≥1670	≥2.5	
	II 级	≥26	≤2.5	—	≤18	≥1610		
	III 级	≥22	≤3.5	—	≤18	≥1580		

高K₂O、Na₂O硬质粘土参考工业指标表

表 1-11-192

品 级	化 学 成 分 (%)			耐 火 度 (℃)	备 注
	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	K ₂ O + Na ₂ O		
I 级	≥43	≤1.3	≤1.3	≥1730	可制通用砖
II 级	≥40	≤1.8	≤2.8	≥1670	可制下注砖
III 级	≥38	≤2.2	≤4.0	≥1630	可制下注砖

注：以上各品级矿石有害杂质总量均应<9%。

般要求<5%。铁质以分散状态或其它形式存在时，如采用化学方法进行处理，指标中Fe₂O₃含量一般要求<14%，或再适当放宽（以处理后的原料在经济上合理为原则）。

2. 耐火粘土矿床工业指标实例

我国一些耐火粘土矿床采用的工业指标，见表1-11-193。

11.2.8.5 耐火粘土矿产品质量要求

耐火粘土矿产品的冶金部部颁标准如下：

耐火粘土矿床工业指标实例表

表 1-11-193

矿山名称	类型	品级	化 学 成 分 (%)				耐火度 (℃)	开采技术指标
			Al ₂ O ₃ + TiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	烧 碱		
小口山粘土矿	硬 质	I	40~46	<2.5	≤0.5	<15	>1700	
		II	35~40	<3.0	≤0.8	<15	>1670	
		III	30~35	<3.5	≤1.0	<15	>1670	
淄博西山粘土矿	硬 质	特 甲	44~50	≤1.2	≤0.8	≤15	≥1750	可采厚度: 1.0m 夹石全部剔除
		乙	42~48	≤1.8	≤0.8	≤15	≥1730	
		I	42~48	≤2.5	≤0.8	≤15	≥1730	
		II	36~42	≤3.0	≤0.8	≤15	≥1670	
		III	33~36	≤3.0	≤0.8	≤15	≥1630	
		IV	33~36	≤3.0	≤0.8	≤15	≥1630	
贾黄粘土矿	软 质	I	≥26	≤2.0		≤14	≥1620	可采厚度: 露天0.3m, 地下0.5m; 夹石剔除厚度: ≥0.05m
		II	≥24	≤3.0		≤15	≥1600	
		III	≥20	≤3.5		≤18	≥1580	
		IV	≥18	≤4.0		≤20	≥1540	
阳泉太朔石粘土矿	高	I	≥80	<3.0	<0.6	≤15	≥1770	可采厚度:0.7 m; 夹石剔除厚度: 0.3m
		II	60~80	<3.0	<0.6	≤15	≥1770	
		III	50~60	<3.0	<0.8	≤15	≥1770	
	硬 质	I	42~50	<2.5	—	≤18	≥1730	
		II	30~42	<3.0	—	≤18	>1670	
	软半软	I	≥35	<2.0	—	≤18	>1670	
		II	30~35	<3.0	—	≤18	1610	
	高 铝	IA	≥88	<2.5	<0.6	<15		
		IB	≥80	<3.0	<0.6	<15		
		IIA	≥70	<3.0	<0.6	<15		
		IIB	≥60	<3.0	<0.6	<15		
		III	≥50	<3.0	<0.6	<15		
赵各庄粘土矿	高 铝	I	>80	<3.0		<15	>1770	可采厚度:0.7 m; 夹石剔除厚度: 0.5m
		II	60~80	<3.0		≤15	>1770	
		III	50~60	<2.5		<15	>1770	
	硬 质	特	44~50	<1.2		<15	>1750	
		I	36~50	<2.5		<15	>1730	
	半软质		>30	<3.0		<15	>1610	
			>30	<3.0		<15	>1610	

续表

矿山名称	类型	品级	化 学 成 分 (%)				耐 火 度 ($^{\circ}\text{C}$)	开采技术指标
			$\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{TiO}_2$	Fe_2O_3	CaO	烧 减		
焦作上刘庄粘土矿	硬 质	特	>44	<1.2		<15	>1750	
		I	>42	<2.5		<15	>1730	
		II	>36	<3.0		<15	>1670	
		III	>30	<3.0		<15	>1630	
水曲柳粘土矿	软 质	特	≥ 35	≤ 2.0		<15	≥ 1670	可采厚度: 1.0m; 夹石剔除厚 度: $>0.3\text{m}$
		I	≥ 30	≤ 2.5		<15	≥ 1670	
		II	≥ 25	≤ 3.5		<15	≥ 1610	
		III	≥ 20	≤ 4.0		<15	≥ 1580	
复州湾粘土矿	软 质	I	≥ 39	≤ 2.5		≤ 15	≥ 1710	可采厚度: $>0.5\text{m}$
		II	≥ 35	≤ 2.5		≤ 15	≥ 1690	
		III	≥ 30	≤ 3.5		≤ 17	≥ 1630	
		IV	≥ 25	≤ 3.5		≤ 25	≥ 1580	
马家桥粘土矿	硬 质	特	44~55	<1.2			>1750	可采厚度: $>0.7\text{m}$; 夹石剔除厚 度: $>0.5\text{m}$
		I	42~48	<2.5			>1730	
		II	36~42	<3.0			>1670	
		III	30~36	<3.0			>1630	
	软 质	I	35	<2.0			>1670	
		II	30~35	<3.0			>1610	
毛坪粘土矿	硬 质	III	24~30	<3.0			>1580	可采厚度: 0.7m; 夹石剔除厚 度: 0.3m
		I	$\text{Al}_2\text{O}_3 \geq 42$	≤ 2.0	—	<15	≥ 1750	
淇县粘土矿	硬 质	II	$\text{Al}_2\text{O}_3 \geq 38$	≤ 3.0	—	<15	≥ 1710	
		特	≥ 38	≤ 1.2			≥ 1770	
		I	≥ 37	≤ 1.6			≥ 1750	
		II	≥ 35	≤ 2.0			≥ 1730	
二滩粘土矿	硬 质	级外	≥ 32	≤ 2.5			≥ 1610	
		I	60~70	≤ 3.0			>1730	
		II	50~60	≤ 3.0			>1710	
		III	40~50	≤ 3.0			>1690	
陶关粘土矿	软 质	级外	50~60	≤ 3.5			>1710	可采厚度: $>0.6\text{m}$; 夹石剔除厚 度: 0.5m
		I	≥ 35	<2		12~16	>1670	
		II	30~35	<3		10~16	>1610	
		III	24~30	<3		>10	>1580	

续表

矿山名称	类 型	品 级	化 学 成 分 (%)				耐 火 度 ($^{\circ}\text{C}$)	开采技术指标
			$\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{TiO}_2$	Fe_2O_3	CaO	烧 碱		
方家山粘土矿	硬 质	I	$\text{Al}_2\text{O}_3 > 43$	< 1.2	$\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O} < 1.5$	< 15	—	可采厚度: 1.0 m; 夹石剔除厚度: 0.7 m
		II	> 42	< 2.0	< 1.5	< 15	—	
		III	> 36	< 3.0	< 1.5	< 15	—	
		表外	> 30	< 3.2	< 1.5	< 15	—	

(1) 硬质粘土熟料的主要质量要求见表 1-11-194。

(2) 高铝矾土熟料产品的主要质量要求, 列于表 1-11-195。

(3) 耐火材料用结合粘土产品的主要质量要求, 列于表 1-11-196 中。

硬质粘土熟料产品的主要质量要求表 (YB2211-82)

表 1-11-194

矿 石 品 级		化 学 成 分 (%)		耐 火 度 ($^{\circ}\text{C}$)	体 积 密 度 (g/cm^3)
		Al_2O_3	Fe_2O_3		
特 级 品		44~50	≤ 1.2	≥ 1750	≥ 2.45
一 级 品	甲	44~50	≤ 1.6	≥ 1750	≥ 2.40
	乙	42~50	≤ 2.5	≥ 1730	≥ 2.35
二 级 品		36~42	≤ 3.5	≥ 1670	≥ 2.30
三 级 品		30~36	≤ 3.5	≥ 1630	≥ 2.25

注: 产品中的杂质含量: 特级品不超过 3%, 其它品级不超过 4%。

高铝矾土熟料产品的主要质量要求表 (YB2212-82)

表 1-11-195

矿 石 品 级		化 学 成 分 (%)			耐 火 度 ($^{\circ}\text{C}$)	密 度 (g/cm^3)
		Al_2O_3	CaO	Fe_2O_3		
特 级 品		≥ 85	≤ 0.6	≤ 2.0	≥ 1790	≥ 3.00
一 级 品		≥ 80	≤ 0.6	≤ 3.0	≥ 1790	≥ 2.80
二 级 品	甲	70~80	≤ 0.8	≤ 3.0	≥ 1790	≥ 2.65
	乙	60~70	≤ 0.8	≤ 3.0	≥ 1770	≥ 2.55
三 级 品		50~60	≤ 0.8	≤ 2.5	≥ 1770	≥ 2.45

注: 产品中的杂质含量不超过 4%。

结合粘土产品的主要质量要求表 (ZBQ42001—85)

表 1-11-196

类 型	品 级	化学成分 (%)		耐火度 (°C)	烧碱 (%)	可塑性指标不小于
		Al ₂ O ₃ 不小于	Fe ₂ O ₃ 不大于			
软质粘土	特 级	33	1.5	1710	15	4.0
	I	30	2.0	1670	15	3.5
	II	25	2.5	1630	17	3.0
	III	20	3.0	1580	17	2.5
半软质粘土	I	35	2.5	1690	17	2.0
	II	30	3.0	1650	17	1.5
	III	25	3.5	1610	17	1.0

注: 表中所列化学成分按生料计算。

11.2.9 蓝晶石、红柱石、硅线石

11.2.9.1 蓝晶石、红柱石、硅线石的性质和用途

1. 蓝晶石、红柱石、硅线石的物理和化学性质

蓝晶石与红柱石、硅线石为成分相同 (Al_2SiO_5) 的三个同质异象体, 其主要的物理和化学性质列于表 1-11-197 中。

蓝晶石、红柱石、硅线石煅烧后形成的莫来石, 具有耐火度高、烧后体积稳定性好、机械强度高、抗高温急变性能好, 以及抗化学腐蚀等优良性能, 而被工业生产广泛利用。

蓝晶石、红柱石、硅线石的主要性质表

表 1-11-197

矿物名称	物 理 化 学 性 质
蓝 晶 石	化学组成 $Al_2[SiO_4]O$, 其中 Al_2O_3 63.2%, SiO_2 36.8%。斜方晶系, 晶形常呈扁平的柱状, 有时呈放射状集合体。在富铝岩石中, 在中压低温区域变质作用下产生, 多与铁铝榴石共生。颜色为蓝色、青色、白色, 也有呈灰、绿、粉红和黑色者。硬度 5~7, 密度 $3.53 \sim 3.65 g/cm^3$。透明至半透明, 性脆。加热到 1300°C 左右, 从表至里同时发生分解生成莫来石, 体积膨胀率 16~18%。
红 柱 石	化学组成 $AlAl[SiO_4]O$, 其中 Al_2O_3 63.2%, SiO_2 36.8%。斜方晶系, 晶体呈柱状, 横断面近正方形, 有时在柱的四角和中心可见有黑色碳质包裹物, 在断面上排列成规则的十字形, 这种红柱石特称为空晶石, 集合体成放射状, 形似菊花, 俗称菊花石。为富铝岩石在低压高温变质带的变质产物, 较蓝晶石稳定, 常与蓝晶石共生。 颜色常为灰、黄、褐、玫瑰、红或深绿色。硬度 6.5~7.5, 密度 $3.13 \sim 3.61 g/cm^3$, 透明至不透明, 性脆, 不溶于酸。加热到 1380°C 左右, 晶体表面开始生成莫来石, 并逐渐向内部发展。体积膨胀率 3~5%。
硅 线 石	化学组成 $AlK[AlSiO_5]$, 其中 Al_2O_3 62.93%, SiO_2 37.07%。斜方晶系, 晶体成无两端晶面的长柱状或针状, 常呈放射状或纤维状集合体。是标准的变质矿物, 常与红柱石、蓝晶石、刚玉、蓝晶石等共生。 颜色为白色、灰色或浅绿色。硬度 6.5~7.5, 密度 $3.23 \sim 3.27 g/cm^3$, 透明至半透明, 性脆, 不溶于酸, 甚至与氢氟酸也不起作用, 在风化过程中非常稳定。加热到 1545°C 时转变为莫来石, 体积膨胀率 7~8%。

2. 蓝晶石、红柱石、硅线石的用途

蓝晶石、红柱石、硅线石开始应用于工业是在第一次世界大战时期，作为优质耐火材料用来制造飞机发动机的火花塞。目前已广泛被用来生产优质耐火材料、高温陶瓷、耐酸制品、特殊绝缘体、翻砂模面料、熔模铸造型壳、制动衬里、磨料等，应用于黑色和有色冶金、玻璃、陶瓷、航空、船舶、石油、化工、电器等工业部门。

在黑色冶金工业中，蓝晶石的烧制品主要用作高炉、加热炉、均热炉等的衬砖，生料可作为一种优良的膨胀剂加入不定型耐火材料中，以提高其高温体积稳定性。红柱石主要用作鱼雷、铁水罐车内衬，钢包、混铁炉和盛铁桶衬砖，高炉炉体砖等。硅线石主要用于钢包衬砖、塞头、滑动水口、铸钢坩埚、高温保护套管等。

在玻璃制造业中硅线石及硅线石制成的莫来石耐火制品，主要用于制平板玻璃的熔池中。

另外，用蓝晶石生产的金属—纤维增强陶瓷部件，可制造超音速飞机及宇宙飞船的异向翼等。硅线石还可用于技术陶瓷、内燃机火花塞的绝缘体、高温测定管，以及飞机、汽车、火车、舰船部件用的硅铝合金。色泽优美的蓝晶石和色美透明的红柱石可作宝石。

11.2.9.2 蓝晶石、红柱石、硅线石矿的加工方法

蓝晶石、红柱石、硅线石往往与其它矿物紧密共生，必须采用机械的方法使产品具有足够的纯度，其加工方法一般是破碎、研磨、分级，然后进行选矿。选矿可以采用浮选、磁选、重选、或电磁选、重介质、水冶等方法。其中以浮选法最为有效，而且为了除去各种杂质获得高质量或合格的精矿产品，一般均采用以浮选为主的两种或几种方法的联合流程处理。

11.2.9.3 蓝晶石、红柱石、硅线石矿床一般参考工业指标

1. 蓝晶石、硅线石、红柱石矿床参考工业指标

目前国内尚无统一的蓝晶石矿床参考工业指标，一般采用如下工业指标：

矿物含量：边界品位 $>10\%$ ，最低工业品位 $>15\%$ 。

开采技术条件：可采厚度 $\geq 2\text{m}$ ，夹层剔除厚度 $\geq 2\text{m}$ 。

2. 蓝晶石、硅线石、红柱石矿床工业指标实例。

我国几个蓝晶石、硅线石矿床采用的工业指标，见表1-11-198。

11.2.9.4 蓝晶石、红柱石、硅线石矿产品质量要求

(1) 1978年日本对宝山钢铁公司用蓝晶石、红柱石、硅线石精矿提出的一般质量要求见表1-11-199。

(2) 国外对蓝晶石、红柱石、硅线石矿精矿的一般质量要求，见表1-11-200。

11.2.10 叶腊石矿

11.2.10.1 叶腊石的性质和用途

1. 叶腊石的物理和化学性质

叶腊石是粘土矿物之一，化学分子式为 $\text{Al}_2[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_2$ ，理论含量 Al_2O_3 28.3%、 SiO_2 66.7%、 H_2O 5%。属单斜单晶系，晶体少见，常呈鳞片状或隐晶緻密块体，有时呈放射叶片状集合体。一般以叶腊石为主的多矿物集合体称为“腊石”（质软、富于

蓝晶石、硅线石矿床工业指标实例表

表 1-11-198

矿 区	矿物含量(%)		可采厚度 (m)	夹层剔除厚度 (m)	备 注
	边界品位	最低工业品位			
邢台卫鲁蓝晶石矿	≥ 7	> 10	2	0.6	详查报告
沐阳韩山蓝晶石矿	≥ 7	> 15	1.5	1.5	普查报告
郁南大王山硅线石矿	≥ 10	> 15	2	2	普查报告
鸡西三道沟硅线石矿	≥ 10	> 15	2	2	初步勘探报告

日本对宝钢用蓝晶石、红柱石、硅线石精矿的一般质量要求表

表 1-11-199

矿 种		蓝 晶 石	硅 线 石	红 柱 石
化 学 成 分	Al_2O_3 (%)	≥ 60	57 ± 3	59 ± 3
	Fe_2O_3 (%)	≤ 1.5	≤ 1.0	≤ 2.0
	TiO_2 (%)	≤ 2.5	≤ 2.0	≤ 0.5
物 理 性 质	耐火度 $^{\circ}C$		≥ 1830	≥ 1850
	线膨胀率(%)	500 $^{\circ}C$	0.37	0.3
		1000 $^{\circ}C$	1.44	0.45
		1500 $^{\circ}C$	13.35	0.55
		残余膨胀	$> +14.55$	-0.12

国外对蓝晶石、红柱石、硅线石精矿的一般质量要求表

表 1-11-200

技术要求	国 别					
	苏联蓝晶石			美国蓝晶石	澳大利亚硅线石	南非红柱石
	耐火材料	技术陶瓷	硅铝合金			
Al_2O_3 (%)	> 54	> 45	> 56	> 56	> 55	> 59
Fe_2O_3 (%)	< 2	0.5~0.75	< 0.6	< 1.0	1.3	< 2
TiC_2 (%)			< 0.8	≥ 1.2	0.7	< 2
CaO(%)			< 0.5	≥ 0.1	微量	< 3.5
MgO(%)				≥ 0.1	微量	
$Na_2O + K_2O$ (%)	$< 1.0 \sim 1.5$			≥ 0.3	微量	
粒度(筛目)				35, 48 100, 200	16, 15 100, 200	60以上

脂肪感、由各种细微矿物组成的緻密块体)。

叶腊石呈白色、浅绿、浅黄或浅灰色,半透明,叶片柔软、无弹性,硬度1~1.5,密度2.65~2.90g/cm³,平均熔点1700℃,焙烧后硬化,绝缘性能好,加水后不水化,故无膨胀性,对有机分子不能吸附,在有机液里不膨胀,没有离子交换和被染色的性质。

叶腊石是含水铝硅酸盐矿物中含水最少的矿物,加热到400℃逸出结合水,并有吸热反应。在加热过程中因脱水而产生体积收缩较小,而且脱水过程较长,脱水后仍保持原来结晶结构。加热至700℃体积稍有膨胀。

2. 叶腊石的用途

叶腊石最早的用途是用于工艺雕刻,随着工业技术的发展,目前已扩大使用于耐火材料、绝缘材料、陶瓷原料以及填充料等工业方面。

传统的工艺雕刻石料多为质地细密、光泽好、颜色美观的叶腊石。这种叶腊石常以产地或光泽、颜色命名,如闻名世界的福建寿昌石(宝塔石)、浙江青田石、昌化的鸡血石等。

冶金工业中用叶腊石生料制成不烧砖坯,直接使用。常用做钢包砖、高炉出铁槽衬料。由于制品受热后膨胀,可减少砖缝,不挂渣,抗渣性强,可延长钢包使用寿命。

叶腊石性柔软、硬度小,易破碎,具有良好的机械加工性能,细磨后的料末为白色,其白度随粉碎程度提高而提高,可用在造纸、橡胶、涂料、制药、糖果、沥青、白水泥、装饰品、塑料等工业生产中做填充料。

用含有叶腊石的材料制成的产品,经焙烧后导热性小、热稳定性大、对酸碱的抵抗性高、热膨胀系数和收缩率小,随着焙烧温度增高,产品硬度、机械强度增大,不易磨损、不产生裂缝、吸湿性降低,可用做地板、墙板、电气器皿、医疗陶瓷及日常器皿等制品的原料。

11.2.10.2 叶腊石矿石类型和加工方法

1. 叶腊石矿石类型

叶腊石矿石可分为工业用矿石和工艺用矿石两个类型。现仅将工业用叶腊石根据叶腊石矿物的组成划分四种类型如下:

1) 高岭石-叶腊石

主要矿物为高岭石,次要矿物为叶腊石,微量矿物有褐铁矿、金红石等。

2) 水铝石-叶腊石

主要矿物为叶腊石,次要矿物为水铝石,微量矿物有褐铁矿、金红石等。

3) 石英-叶腊石

主要矿物为叶腊石,次要矿物为石英、玉髓和微量的褐铁矿

4) 叶腊石

主要矿物为叶腊石,占总矿物90%以上,其它为微量玉髓、水铝石、褐铁矿。

2. 叶腊石加工方法

工业用叶腊石矿石的加工方法分为干法和湿法选矿两种。

干法选矿流程为:手选—破碎—筛分—磨细—分级。

湿法选矿主要是处理低品位的矿石,其流程为破碎、磨细,以达到叶腊石和伴生矿物单体分离;分离出的叶腊石粉经脱水、过滤、干燥、粉磨、分级成合格产品。

11.2.10.3 叶腊石矿床工业指标

目前尚未制订有统一的叶腊石矿床参考工业指标, 现把几个矿床实际采用的工业指标列于表 1-11-201 中, 以供参考。

叶腊石矿床工业指标实例表

表 1-11-201

矿床名称	矿石品级	化学成分(%)						耐火度 (℃)	可采厚度 (m)	夹石剔除 厚度(m)
		Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	烧碱			
峨边叶腊石矿	耐火材料用	I	≥24	—	≤2	<1	<1	单工程<8 块度<7	≥1670	≥2
		II	≥20~24	—	≤2	<1	<1	<5	≥1650	
		III	≥16~20	—	≤2	<1	<1	<5	边界≥1610 工业≥1630	
梁沱叶腊石矿	耐火材料用	I	>27	<65	<0.5	K ₂ O + Na ₂ O < 0.6		—	≥1	≥1
		II	23~27	<70	<0.5	K ₂ O + Na ₂ O < 1.2		—		
		表外	18~23	69~76	<0.5	K ₂ O + Na ₂ O < 1.2		—		
青田叶腊石矿	陶瓷原料用		>18	<75	<0.5					

11.2.10.4 叶腊石矿产品质量要求

叶腊石矿产品质量要求, 目前国家尚未统一制订。现将有关部门制订的叶腊石产品的一般质量要求, 列于表 1-11-202 中, 供参考。

叶腊石产品的一般质量要求表

表 1-11-202

产品名称	化 学 成 分 (%)				灼 失 量
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	K ₂ O + Na ₂ O	
高铝叶腊石	≤70	≥25	<0.5	<0.6	
中铝叶腊石	≤75	≥21	≤0.5	<1.2	
低铝叶腊石		>10	≤0.5	<1.2	≤4

日本对我国宝钢所需叶腊石的质量要求为: Al₂O₃ 15% ± 3, SiO₂ 79% ± 2, Fe₂O₃ ≤ 0.5%, K₂O + Na₂O 0.15~0.2%, 耐火度 (SK) ≥ 29。

其它用途对叶腊石矿产品的一般质量要求如下:

- (1) 填料用叶腊石, 白度 > 78~80%, 水份 < 0.5%, 叶腊石含量 > 80~85%。
- (2) 制药、制糖用叶腊石, 叶腊石含量 > 80~85%, AS < 0.0014%。
- (3) 橡胶、电缆用叶腊石, 水份 < 0.5%, Fe₂O₃ < 1~1.5%, 灼减 < 8%, 叶腊石含量 > 80~85%。

(4) 装饰、雕刻和细工石料用叶腊石, 要求矿石致密、块状、浅淡色调, 具柔性、良好的机械加工性能。石料不应风化和有裂隙, 颜色可以各种各样、色调应不被污染, 没有硬矿物(石英、玉髓)。

11.2.11 蛭石矿

11.2.11.1 蛭石的性质和用途

1. 蛭石的物理和化学性质

蛭石是由黑云母、金云母等蚀变而成的铁、镁含水铝硅酸盐矿物, 属水云母族, 仍具有云母的外貌。由于在灼烧时体积膨胀变成蚂蝗(水蛭)形的弯曲长柱状, 故得名为蛭石。其化学分子式为 $(\text{Mg}, \text{Fe}, \text{Al})_3[(\text{Si}, \text{Al})_4\text{O}_{10}](\text{OH})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$; 成份变化不定, 理论成份含量为: SiO_2 36.71%, Al_2O_3 14.15%, Fe_2O_3 4.43%, MgO 24.62%, H_2O 20.09%。蛭石呈鳞片状、片状或单斜晶系的假晶, 鳞片重迭, 薄片微具弹性或无弹性。灰白、褐、黄褐或古铜色, 条痕白色, 具强烈的玻璃光泽或脂肪光泽。质脆且软, 硬度 1~1.5, 密度 $2.4\sim 2.7\text{g/cm}^3$, 比热 0.2, 熔点 1320°C 。在 $850\sim 1000^\circ\text{C}$ 的温度下煅烧, 蛭石片即失水膨胀, 厚度可以增大 15~20 倍, 体积可以增大 8~15 倍, 最高可达 40 倍; 密度显著减小为 $0.6\sim 0.9\text{g/cm}^3$, 可浮于水面上。膨胀后的蛭石, 细薄的迭片构成许多间隔层, 层间充满着空气, 因而具有很轻的容重和很小的导热系数 ($0.04\sim 0.06\text{Kcal/m}\cdot\text{h}\cdot^\circ\text{C}$), 使其成为一种良好的热、冷和声的绝缘材料。但蛭石的电绝缘性、耐酸性均较差, 在常温下即能被盐酸和硫酸侵蚀, 苛性碱侵蚀微弱。

2. 蛭石的用途

蛭石作为一种良好的热、冷和声的绝缘材料, 广泛应用于建筑业及其它工业中。经煅烧后的膨胀蛭石, 可以单独作为松散填料使用, 亦可与水泥、水玻璃以及合成树脂等胶结材料制成各种制品使用。

作松散填料使用时, 可以松散状态填充和装置在建筑围护结构中, 用于工业与民用建筑的墙壁、楼板、顶棚和屋面等部位的保温、隔热、隔音层; 也可作为热工设施、工业窑炉和冷藏设施以及类似目的的绝缘层填充料。

用膨胀蛭石为主要材料制成的各种形状和规格的砖、板、管、壳等, 可用于各种管道的保温、绝热、冷藏建筑物的隔热保冷, 礼堂、影剧院、广播室、电话室等建筑物的吸音用。用膨胀蛭石为轻质骨料制作的混凝土, 可现浇或预制成各种规格的结构件, 作为屋面保温层、楼板隔音层。蛭石灰浆可作为建筑物的内墙、顶棚等粉刷工程的墙面材料, 以喷涂、抹方式做成室内保温层和吸音层。

在冶金工业中用蛭石制品砌制冶炼炉的炉盖。

一些国家还把蛭石用于农业, 作泥炭土的湿润剂和泥土的调节剂, 以使酸性土变成中性土并疏松土壤, 促进农作物的生长。此外, 日本正在试验用膨胀蛭石吸收海水油污, 制造香烟的过滤咀, 以及配制动物饲料等。

11.2.11.2 蛭石的矿石类型和加工方法

1. 蛭石矿的矿石类型

蛭石的矿石类型一般是依据矿物成份及蛭石的产出状态来划分的。内蒙、陕西一些较

大蛭石矿将矿石划分为如下类型：条带状透辉石型蛭石矿、浸染状透辉石型蛭石矿、分散状透辉石型蛭石矿、透镜状团块状透辉石型蛭石矿、磷灰石透辉石型蛭石矿等。

2. 蛭石矿加工方法

工业上使用的蛭石是经过煅烧加工的膨胀蛭石，其加工方法是首先进行选矿，清除矿石中那些在煅烧时不能膨胀或膨胀很小的矿物，然后进行煅烧。

蛭石的选矿方法有空气分选法、静电分选法、浮选法、沸腾分选法及振动分选法。目前我国一些矿山主要是采用手选和以破碎、筛选和旋风分离器相结合的干法选矿。

蛭石煅烧采用立窑，煅烧温度在 $850\sim 1000^{\circ}\text{C}$ 范围，煅烧时间在一分钟左右。经过煅烧达到完全膨胀的蛭石，必须急速使之脱离高温进行冷却，以防止在高温作用下过度的脱去剩余的化学结合水，否则将会使蛭石薄片变脆而影响质量。

11.2.11.3 蛭石矿床工业指标

目前尚无蛭石矿床的一般参考工业指标，有关资料中建议的一般参考工业指标如下：

含矿率：边界 $100\text{kg}/\text{cm}^3$ ，平均 $200\sim 300\text{kg}/\text{cm}^3$ 。

膨胀率：体积膨胀二倍以上。

可采厚度 $1\sim 2\text{m}$ ，夹石剔除厚度 $1\sim 2\text{m}$ 。

另外也有建议使用蛭石含量百分数指标来圈定矿体的，其指标为：边界 $\geq 10\%$ ，平均 $> 20\%$ 。

11.2.11.4 蛭石矿产品质量要求

根据有关资料，蛭石质量的等级是根据蛭石的膨胀倍数大小，薄片平面尺寸和杂质含量的多少划分的。

1. 按蛭石的膨胀倍数划分

一级品：蛭石具有大的叶片，不能劈剥成完整的薄片。颜色为黄铜、青铜或淡绿色，呈珍珠或脂肪光泽，煅烧后变成金黄色。蛭石体积膨胀8倍以上。

二级品：蛭石的叶片较大，不易劈剥成完整的薄片。颜色为棕色、暗黄铜色和绿色，有珍珠或玻璃光泽。经煅烧后蛭石体积膨胀6~8倍。

三级品：蛭石的叶片较小，薄片有些弹性，表面凹凸不平，颜色为暗棕色、深绿色，有些玻璃光泽。经煅烧后蛭石体积膨胀3~5倍。

四级品：微经水化作用的蛭石，和云母有相近的外观，并夹有未经水化作用的云母，易劈剥成薄片，颜色为暗绿色或近似黑色，呈玻璃光泽，经煅烧后蛭石体积膨胀3倍以下。

2. 按蛭石叶片平面尺寸的大小划分

一级品：15mm以上；

二级品：4~15mm；

三级品：2~4mm；

四级品：2mm以下。

3. 按蛭石原矿中其它矿物杂质含量划分

一级品：杂质含量占3%以下（按重量计，下同）；

二级品：杂质含量占4~9%；

三级品：杂质含量占10~15%；

四级品：杂质含量15%以上。

外贸部门对出口蛭石的主要质量要求，见表1-11-203。

外贸出口对蛭石的主要质量要求表

表 1-11-203

形状	级 别	化 学 成 分 (%)					膨 胀 率
		Al ₂ O ₃	SiO ₂	FeO	Fe ₂ O ₃	MgO	
块状	1	18.8	35.8	2.2	8.1	18.7	平均在10
	2	17.4	41.2	0.2	19.8	8.1	倍以上
片状	1	12~35cm (每平方吋2目)					
	2	7~12cm (每平方吋4目)					
	3	3.5~7cm (每平方吋8目)					
	4	1~3.5cm (每平方吋20目)					

11.2.12 膨 润 土 矿

11.2.12.1 膨润土的性质和用途

1. 膨润土的物理和化学性质

膨润土又叫膨土岩或斑脱岩，是以蒙脱石（也称微晶高岭石、胶岭石）为主要成份的一种有价值、多用途的粘土矿产。矿石中含少量长石、石英、贝得石、方解石及火山玻璃。蒙脱石的化学分子式为 $(Al_2 \cdot MgO_3) [Si_4O_{10}] (OH)_2$ ，成份复杂，变化不定，理论含量为SiO₂66.7%，Al₂O₃25.3%，H₂O5.0%。属单斜晶系，二八面体型。其晶体构造具双层状，在双层之间存在有层间水及一些交换性阳离子。硬度2.0~2.5，密度2.0~2.7g/cm³。

膨润土呈白色，含杂质时呈淡绿、灰白、粉红等色，具有强烈吸水性，吸水后体积膨胀10~30倍。在水溶液中呈悬浮和胶凝状，具有很强的阳离子交换的性能，以及良好的粘结力和耐火度。

2. 膨润土的用途

目前膨润土主要用于球团矿、铸造型砂和钻井泥浆三大方面，其用量占膨润土总产量的75%。

作球团粘结剂用：在生球中加入膨润土以后，强度增加，干燥速度快，热稳定性性能好。在运输和焙烧过程中不易破碎，返矿量减少，粉尘减少，炉内透气性好，提高焙烧速度，减少结瘤结块事故。脱疏率高达90%以上。

作铸造型砂粘结剂用：以膨润土配制的型砂，干、湿和热态的抗压、抗拉强度的综合性能好，高水强度、干压强度、湿压强度和热湿拉强度高，抗夹砂，不起皮，韧性好，起模搬移不易损坏，不坍方，提高铸件质量和成品率（约20%）。

作钻探泥浆原料用：以膨润土配制的泥浆具有失水量少、泥饼薄、含砂量少、密度

低、粘度好、稳定性强、造壁能力好、钻具回转阻力小、钻进效率高等优点。适用于石油探井、高压喷射钻井、小口径井和不稳定地层中钻进。

作膨润土稠化剂原料：用以制造润滑脂、橡胶、塑料、油墨、油漆。膨润土润滑脂是一种高温脂，使用温度很宽，适用于负几十度到正一百多摄氏度的使用范围，用于大型喷气客机、歼击机、坦克、冶金高温设备、合成纤维设备、地面卫星站等设备的高温、高负荷摩擦部件的润滑。

作陶瓷原料用：膨润土在陶瓷工业中，主要做为泥料的增塑剂（增加泥料的可塑性）和釉料的悬浮剂。

作油脂脱色和静化剂用：利用膨润土对有色有机物的吸附能力来静化石油产品（诸如裂化汽油、煤油、润滑油等）以及吸附矿物油类、动物油、植物油的有色物质。

作地下连续墙用泥浆原料：近二十年来，在地下铁道、地下停车场、地下油缸、下水道等地下工程，及房屋基础、桥梁基础、设备基础等工程，船坞、码头、堤坝等水工建筑中，广泛采用地下连续墙。在开挖地下连续墙的探槽时，需用膨润土泥浆巩固槽壁，保证施工顺利进行。

膨润土还用作耐火材料、水泥、造纸、香料等填料、化工填料剂（肥皂中加入膨润土可稳定泡沫，增强去污能力，减少干缩变形）以及畜牧饲料、化肥农药载体、沥青浮油液的浮化剂、改良土壤、防止水土流失等方面。另外，以膨润土代替淀粉，用于纺织工业做纱浆，可节约粮食。

11.2.12.2 膨润土矿石类型

根据蒙脱石中所含的交换性阳离子类型和数量，膨润土划分为表 1-11-204 的类型。

膨润土矿石类型表

表 1-11-204

矿石类型	交换性阳离子含量(%)	pH值	备 注
钠基膨润土	$\frac{E_{Na^+}}{CEC} \geq 50$	>7	当比值<50%时，以阳离子交换量最大和次大量联合命名划分
钙基膨润土	$\frac{E_{Ca^{++}}}{CEC} \geq 50$	>7	
镁基膨润土	$\frac{E_{Mg^{++}}}{CEC} \geq 50$	>7	
酸性钙基膨润土	$\frac{E_{Ca^{++}}}{CEC} \geq 50$	6~7	
酸性膨润土	—	<6	

注：1. CEC为膨润土阳离子交换容量（毫克当量/每百克样）。

2. E_{Na^+} 为交换性钠离子的阳离子交换量（毫克当量/每百克样）。

11.2.12.3 膨润土矿床工业指标

1. 膨润土矿床一般参考工业指标

目前没有制订统一的膨润土矿床参考工业指标。某些矿床普查阶段的评价指标如下：

（1）蒙脱石含量：边界品位50%，最低平均品位60%。

(2) 胶质价: 钙质膨润土 $\geq 40\%$, 钠质膨润土 $\geq 90\%$ 。

当出现蒙脱石含量与胶质价不一致时, 以蒙脱石含量来圈定矿体。

(3) 可采厚度 $\geq 1\text{ m}$ 。

(4) 夹石剔除厚度 $\geq 1\text{ m}$ 。

2. 膨润土矿床工业指标实例

九台县膨润土矿工业指标:

1) 钙质膨润土

(1) 蒙脱石: 边界品位 $\geq 50\%$ (吸蓝量 $\geq 22\text{ g}/100\text{ g}$)

工业品位 $\geq 60\%$ (吸蓝量 $\geq 26.4\text{ g}/100\text{ g}$)

(2) 胶质价 $\geq 40\%$ 。

(3) 可采厚度 $\geq 1\text{ m}$ 。

(4) 夹石剔除厚度 $\geq 1\text{ m}$ 。

2) 钠质膨润土

(1) 蒙脱石: 边界品位 $\geq 50\%$ (吸蓝量 $\geq 22\text{ g}/100\text{ g}$)

工业品位 $\geq 60\%$ (吸蓝量 $\geq 26.4\text{ g}/100\text{ g}$)

(2) 胶质价 $\geq 90\%$ 。

(3) 可采厚度 $\geq 0.7\text{ m}$ 。

(4) 夹石剔除厚度 $\geq 1\text{ m}$ 。

11.2.12.4 膨润土矿石产品质量要求

目前尚未制订有关膨润土矿石产品质量标准, 现据有关用途对矿石质量的一般要求, 列表如下供参考。

(1) 铁矿球团粘结剂对膨润土的一般质量要求, 见表 1-11-205。

球团粘结剂对膨润土的一般质量要求表

表 1-11-205

项 目	要 求	项 目	要 求
$\text{SiO}_2(\%)$	>56	胶质价 $(\%)$	>80
$\text{Al}_2\text{O}_3(\%)$	>18	膨胀度 $(\text{g}/\text{g}\cdot\text{h})$	$4\sim 8$
$\text{Na}_2\text{O}+\text{K}_2\text{O}(\%)$	$2\sim 3$	湿压强度 (Pa)	$>0.5\times 10^5$
烧 减 $(\%)$	<10	干压强度 (Pa)	$>4\times 10^5$
粒度 $(<250\mu\text{m})(\%)$	100	比面积 (cm^2/g)	5000
湿度(水份) $(\%)$	<5		

(2) 铸造型砂对膨润土的一般质量要求:

钠基膨润土: 湿压强度 I 级品 $>0.5\times 10^5\text{ Pa}$, II 级品 $0.3\sim 0.5\times 10^5\text{ Pa}$ 。

钙基膨润土或镁基膨润土: 湿压强度 I 级品 $>0.5\times 10^5\text{ Pa}$, II 级品 $0.3\sim 0.5\times 10^5\text{ Pa}$, III 级品 $0.2\sim 0.3\times 10^5\text{ Pa}$ 。

(3) 钻井泥浆对膨润土的一般质量要求:

造浆率: 不小于 $16\text{ m}^3/\text{t}$ 。

泥浆失水量：不大于15ml/30min。

动切力：不大于15×塑性粘度(N/cm²)

200目筛余：≤2.5%。

(4) 润滑脂稠化剂对膨润土的一般质量要求：

阳离子交换量：60~100ml/100g。

蒙脱石含量：>85%。

<2μ的粒度：>50%。

(5) 油质脱色和净化剂对膨润土的一般质量要求：

化学成份含量：SiO₂58~70%，Al₂O₃15~20%，MgO1.5~5.0%，水份6~12%，烧碱6~10%。

物理性质：酸化后活性度≥15°，酸化后脱色率≥70%。

11.2.13 沸石矿

11.2.13.1 沸石矿的性质和用途

1. 沸石的物理和化学性质

沸石是沸石族矿物的总称，包括三十多种含水的碱或碱土金属的铝硅酸盐矿物，化学组成为变化很大，其矿物晶体一般为等轴晶系，四角三八面体或与立方体成聚形晶。纯净时无色或蓝白色，常因含氧化铁或其它杂质而带浅色，硬度3.5~5.5，密度2~2.3g/cm³；具有较低的折光率(1.47~1.52)，重折率(0~0.015)，易被酸分解。以吹管焰烧灼，大部分沸石膨胀起泡，犹如沸腾，故得名沸石。

沸石的晶体具有四面体骨架结构，其骨架中的每一个氧原子都为相邻的两个四面体所共用，这种结构形成了为阳离子和水分子——沸石水所占据的大晶穴，这些晶穴以一定方式互相连接形成互相贯通的孔道。阳离子和水分子有较自由的移动性，可以进行阳离子交换和可逆地脱水，并在进行离子交换过程中呈现选择性。加热脱水后的沸石，晶体结构并不破坏，脱水的沸石在适当的条件下，可以重新吸水。当水分子被驱除后，还可以吸附其它物质分子，直径比孔道小的分子可以进入晶穴，而直径比孔道大的分子则不能进入，从而对分子起着筛选作用。由上可知，沸石具有优良的吸附性能，每克沸石的表面积很大，因而吸附量大，选择吸附性好，吸附效率高，尤其是对水，即使在低相对湿度和低浓度、高温等不利条件下仍能吸附。沸石还具有阳离子交换性能、催化性能，以及耐热、耐酸等性能。

最常见的沸石矿物及其特征，列于表1-11-206。

2. 沸石的用途

由于沸石所具有的特性，使其广泛用作离子交换剂、吸附分离剂、干燥剂、催化剂、水泥混合材等，应用于各有关工业部门中。我国目前绝大部分沸石用作水泥厂活性掺合料。

在石油、轻化工业用作石油炼制的催化裂化、氢化裂化和石油的化学异构化，重整、烷基化、歧化；气、液净化，分离和储存剂；硬水软化、海水淡化剂；特殊干燥剂(干燥空气、氮、烃类等)以及用作造纸、合成橡胶、塑料、树脂、涂料充填剂和素质颜料等。

在建材工业中，用作水泥的水硬性活性掺合料，烧制人工轻骨料，制作轻质高强度板材和砖等。

最常见的沸石矿物及其特征表

表 1-11-206

名 称	化 学 分 子 式	晶系	颜 色	硬 度	密 度 (g/cm ³)
泡沸石	$\text{Ca}[\text{AlSi}_2\text{O}_6]_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	单斜	瓷白或洋白色	3.0~3.5	2.2~2.3
钙十字沸石	$(\text{K}_2, \text{Na}_2, \text{Ca})[\text{AlSi}_3\text{O}_8]_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$	单斜	无色、白色或微带 桃红、灰、黄色	4.0~4.5	2.2
片沸石	$(\text{Ca}, \text{Na}_2)[\text{Al}_2\text{Si}_7\text{O}_{18}] \cdot 6\text{H}_2\text{O}$	单斜	无色、白色、砖红色	3.5~4.0	2.18~2.22
辉沸石	$(\text{Ca}, \text{Na}_2, \text{K}_2)[\text{Al}_2\text{Si}_7\text{O}_{18}] \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	单斜	白或微黄色	3.5~4.0	2.1~2.2
斜发沸石	$(\text{Na}, \text{K}, \text{Ca})_2 \sim 3[\text{Al}_2(\text{Al}, \text{Si})_2\text{Si}_4\text{O}_{16}] \cdot 12\text{H}_2\text{O}$	单斜	无色、白色	3.5~4.0	2.1~2.2
毛沸石	$\text{KNaCa}[\text{Al}_2\text{Si}_6\text{O}_{16}]_2 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$	六方	白色	3.5~4.0	2.02
菱沸石	$(\text{Ca}, \text{Na}_2)[\text{AlSi}_2\text{O}_6]_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$	三方	无色、白色、浅红色	4.0~5.0	2.05~2.10
丝光沸石	$\text{Na}_2\text{Ca}[\text{AlSi}_5\text{O}_{12}]_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	斜方	白、淡黄色	3.0~4.0	2.12~2.15
方沸石	$\text{Na}_2[\text{AlSi}_2\text{O}_6]_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	等轴	无色、白色、淡红色	5.0~5.5	2.24~2.29
八面沸石	$\text{Na}_2\text{Ca}[\text{AlSi}_2\text{O}_6]_4 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$	等轴	无色、黄色	5.0	1.92

在环境保护方面,用作废水、废气处理;从废水废液中脱除或回收金属离子,脱除废水中放射性污染物。交换后饱和放射性物的沸石,又可作为辐射源使用。可以从合成氨工厂的废气中回收氨,从硫酸厂的废气中回收二氧化硫,以及从其它工业废气中吸附一氧化碳和氮等。

在农业中用作土壤改良剂、保肥、保水、防止病虫害,以及作猪、鸡饲料的添加剂(可促进牲畜生长、提高小鸡成活率)。

在国防、空间技术、超真空技术、开发能源、电子工业等方面,用作吸附分离剂和干燥剂。

11.2.13.2 沸石矿床工业指标

目前无统一的沸石矿床的一般参考工业指标,下面列出一些矿床实际采用的工业指标,供参考。

九台银矿山沸石矿:

吸铵值:边界 $\geq 50\text{Mmg当量}/100\text{g}$,工业 $\geq 70\text{Mmg当量}/100\text{g}$ 。

可采厚度 $\geq 1\text{m}$,夹石剔除厚度 $\geq 2\text{m}$ 。

长春大顶山沸石矿:

吸铵值:边界 $\geq 50\text{Mmg}/100\text{g}$,矿块 $\geq 70\text{Mmg}/100\text{g}$ 。

可采厚度 $\geq 1\text{m}$,夹石剔除厚度 $\geq 2\text{m}$ 。

11.2.14 高岭土矿

11.2.14.1 高岭土的性质和用途

1. 高岭土的物理和化学性质

高岭土主要由 $< 2\mu\text{m}$ 的微小片状或管状高岭石亚族粘土矿物晶体组成,呈松散土状、土块状或坚硬石状,白色或近于白色,最高白度 $> 95\%$,最低黄度 $< 3\%$,当含有杂质时呈各种深浅不同的颜色。一般质软,有时较硬,硬度 $1\sim 4$,质软者具可塑性,易于分散、悬浮。其中某些主要由片状高岭石组成的高岭土,可配制成高固含量(固含量达 70%)、

高悬浮性和流变性的悬浮液；而质硬者不具可塑性，不易分散、悬浮。此外，高岭土还具有高的粘结性和良好的电绝缘性（200℃的电阻率大于 $10^{10}\Omega\cdot\text{cm}$ ，击穿电压在频率50 Hz时大于25kV/mm、化学稳定性（抗酸溶性）以及很低的阳离子交换量（一般为3~5 mg/100g），较高的耐火度（1770~1790℃）。

2. 高岭土的用途

目前我国高岭土，主要用作陶瓷原料和耐火材料，其次用作造纸涂料、橡胶填料、搪瓷釉料和白水泥原料，少量用于塑料、油漆、颜料、砂轮、铅笔、日用化妆品、肥皂、农药、医药、纺织、石油、化工、建材、国防等工业部门。如制造各种日用瓷器、高压瓷瓶、高频电瓷、化学试验和卫生器材、各种耐酸腐蚀的容器、高级铜版纸、高温铸模、各种高级光学玻璃和水晶等的熔炼坩埚，以及原子反应堆、喷气飞机、火箭燃烧室和喷嘴的耐高温复合材料等等。在国外，用作造纸涂料和填料常占很大比例。

11.2.14.2 高岭土的主要矿物及其特征

组成高岭土的矿物有粘土矿物和非粘土矿物两类，决定其性能的主要是前者。粘土矿物主要是高岭石亚族，其次是少量的水云母、蒙脱石和绿泥石。高岭石亚族矿物共有高岭石、地开石、珍珠陶石、多水高岭石和变水高岭石等五种，属层状硅酸盐，1:1层型高岭石——蛇纹石族二八面体亚族，其主要特征见表1-11-207。

高岭土主要粘土矿物表

表 1-11-207

矿物名称	化 学 分 子 式	颜 色	硬 度	密 度 (g/cm^3)	Al_2O_3 理论含量(%)
高 岭 石	$\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	白色或其它色	2.0~3.5	2.60~2.63	41.20
地 开 石	$\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	白色或褐色	2.5~3.5	2.62	38.93(分析)
珍珠陶土	$\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	无色或微带黄色	2.5~3.5	2.50	39.65(分析)
多水高岭石	$\text{Al}_2(\text{H}_2\text{O})_4(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	带各种色调的白色	1.0~2.5	2.0~2.6	34.66
变水高岭石	$\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	白色	1~2	2.0~2.2	39.43

注：多水高岭石又名叙永石、埃洛石。变水高岭石又称变叙永石、偏埃洛石或偏多水高岭石，一般由多水高岭石失水变化而成。

高岭土中的非粘土矿物主要为石英、长石和云母，此外还有铝的氧化物和氢氧化物，铁矿物（褐铁矿、白铁矿、磁铁矿、赤铁矿和菱铁矿），钛的化合物（钛铁矿、金红石、白榴石），有机物质（植物纤维、有机泥炭及煤）等。

11.2.14.3 高岭土矿石类型和加工方法

1. 高岭土矿石类型

(1) 根据高岭土矿石的质量、可塑性和砂质的含量（石英、长石、云母等矿物，粒径 $>50\mu\text{m}$ 的320目筛上物含量），可划分为下列三种工业类型：

硬质高岭土（高岭石岩）：质硬，无可塑性，粉碎、细磨后具可塑性。

软质高岭土（土状高岭土）：质软，可塑性一般较强，砂质含量 $<50\%$ 。

砂质高岭土：质松散，可塑性一般较弱，除砂后较强，砂质含量 $>50\%$ 。

(2) 根据影响工业利用的有害杂质种类, 冠以“含××”字样划分为亚类(其含量允许 $<5\%$)。如含黄铁矿硬质高岭土、含有机质软质高岭土、含褐铁矿砂质高岭土等等。可参与划分亚类型的有害杂质有褐铁矿、黄铁矿、金红石、明矾石、水云母(伊利石)、云母、蒙脱石、叶腊石、自然硫有机质等。

2. 高岭土矿石加工方法

高岭土矿石一般需进行人工手选或机械选矿以提高质量。

机械选矿分干法和湿法两种, 干法选矿比较简单, 其工艺包括破碎、干燥、磨矿与空气分级, 适用于生产质量较差的产品或处理易选的矿石。

湿法选矿是目前较常用的选矿方法, 其基本流程是: 制浆→除砂→分级→漂白(除铁、钛等杂质)→过滤→干燥。制浆是将矿石碎散, 为除砂或选矿制备适当细度的悬浮液; 较硬的矿石在制浆前尚需进行破碎。除砂用耙式浮槽分级机、螺旋分级机、水力旋流器、振动筛等机械进行。

高岭土的漂白, 国外主要用化学浸滤法除铁, 也有使用超细粒浮选、高梯度磁选法的。化学浸滤法除铁时, 一般用亚硫酸锌或亚硫酸钠将高岭土中三价铁(Fe_2O_3)还原成可溶性的二价铁化合物, 在脱水阶段随滤液排出。在国内, 由于化学浸滤法的成本很高, 废水处理困难, 尚未能在工业中应用。强磁选除铁我国也进行过研究。剥片工艺, 是将高岭土叠片剥成薄片以除去杂质和提高透明度, 因而也提高了白度。剥离出来的高岭土呈薄片状, 是一种高级涂料级, 适用于作纸张的表面涂料, 使纸张平滑。

11.2.14.4 高土矿床工业指标

1. 高岭土矿床一般参考工业指标

高岭土矿床一般参考工业指标, 详见表 1-11-208 和表 1-11-209。

2. 高岭土矿床工业指标实例

我国一些高岭土矿床地质勘探期间采用的工业指标, 详列于表 1-11-210。

高岭土矿床一般工业指标表

表 1-11-208

矿 石 类 型	Al_2O_3 (%)	$\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{TiO}_2$ (%)		淘 洗 率 (%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
		总 合 量	其中 TiO_2			
硬质高岭土	沉积型原矿	>30	<2	<0.6	—	0.7~1
	热液蚀变型原矿	>18	<2	<0.6	—	0.3~0.5
软质高岭土	原矿	>24	<2	<0.6	—	小型露天 0.7~1
砂质高岭土	原矿	>14	<2	<0.6	—	中大型露天 2
	淘洗精矿(— 320目水筛)	>24	<2.5	<0.7	>15	地下开采 1

按造纸涂料要求的一般工业指标表

表 1-11-209

矿石类型	白度(%)	粘度(厘泊)	精矿率(%)	可采厚度(m)	夹石剔除厚度 (m)
软质高岭土(精矿)	>80	<500	—	露天开采	露天开采
砂质高岭土(精矿)	>80	<500	>13	1	1

表 1-11-210

高岭土矿床工业指标实例表 (单位: %)

矿 区 名 称	矿石品级	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	SO ₃	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
	I	<47	>35	<1	—	—	—	—	—	—	—	—
	I	<65	<24	<3	—	—	—	—	—	—	1	2
	砂状高岭土	>65	<25	<0.7	—	—	—	—	—	—	—	—
阳山白堊岭高岭土矿	I	<51	>34	Fe ₂ O ₃ + MnO < 1.2	—	—	—	—	—	<1	—	—
	I	<55	>28	° < 3.5	—	—	—	—	—	<2	—	—
	II	<52	>34	° > 1.5	—	—	—	—	—	<4	—	—
	III	<65	>24	° 1.5—4	—	—	—	—	—	<7	—	—
霞谷山高岭土矿	表外	<70	>20	° < 4.5	—	—	—	—	—	—	—	—
	边界	—	≥18	≤1	—	—	—	—	—	—	≥1	≥1
	工业	—	≥21	≤0.8	—	—	—	—	—	—	—	—
温州马鞍山高岭土矿	I	<70	>20	<0.8	CaO + MgO < 0.5, K ₂ O + Na ₂ O < 1.6 烧成吸水率18, 烧成白度85	—	—	—	—	—	—	—
	I	<73	>18	<1.1	CaO + MgO < 0.8, K ₂ O + Na ₂ O < 2.1, 烧成吸水率10, 烧成白度80	—	—	—	—	—	—	—
	II	<76	>15	<1.4	CaO + MgO < 1.0, K ₂ O + Na ₂ O < 2.6, 烧成吸水率6, 烧成白度75	—	—	—	—	—	—	—
温州马鞍山高岭土矿	I	Al ₂ O ₃ 边界	>38	<0.5	<0.3	—	<1.0	—	—	<0.3	—	—
	II	15	>30	<1.0	<0.5	—	<1.5	—	—	<0.5	1	2
	III	—	>25	<1.5	<0.7	—	<2.0	—	—	—	—	—

续表

矿 区 名 称	矿石品级	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	SO ₃	可采厚度 (m)	夹石间距厚度 (m)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
晋江白垩高岭土矿		—	≥13	≤1	—	—	—	—	—	—	1	—
同安碧山高岭土矿	I	—	>35	<1	—	—	—	—	—	—	—	—
	II	—	>33	<1.5	—	—	—	—	—	—	2	2
	III	—	>30	<2	—	—	—	—	—	—	—	—
	IV	—	>30	<3	—	—	—	—	—	—	—	—
永春大丘头高岭土矿	特	—	—	<0.3	—	—	—	—	—	—	—	—
	I	—	—	0.3—0.6	—	—	—	—	—	—	2	1
	II	—	—	0.6—1.0	—	—	—	—	—	—	—	—
	III	—	—	1.0—1.5	—	—	—	—	—	—	—	—
通感平冲高岭土矿	IV	—	≥13	1.5—2.0	—	—	—	—	—	—	—	—
	I	<72	>19	<0.9	—	—	Al ₂ O ₃ 边界12	—	<4	—	1	0.5
	II	<74	>17	<1.1	—	—	Fe ₂ O ₃ 边界1.6	—	<5	—	—	—
	III	<76	>13	<1.5	—	—	—	—	<6	—	—	—
衡阳果牌高岭土矿	I	≤70	≥20	≤0.6	—	≤1	≤1	—	≤1.5	—	—	—
	II	≤74	≥18	≤0.8	—	≤1	≤1	—	≤3.0	—	—	—
	III	≤76	≥16	≤1.2	—	≤1	≤1	—	—	—	1	0.2
	级外	≤76	≥14	≤1.2	—	≤1	≤1	—	—	—	—	—
	I	最高≤76	>20	<0.6	—	—	塑性指标>15, 干燥抗折强度 >15kg/cm ²	—	≤1.5	—	—	—
	II	—	>18	<0.8	—	—	—	—	≤3.0	—	—	—

续表

矿 区 名 称	矿石品级	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	SO ₃	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
	I		>16	<1.0	—	—	—	—	—	—	—	—
衡山马迹塘高岭土矿	边界	≤75	≥14	≤1.2	—	—	—	—	≤3.0	—	1	0.5
	工业	≤74	≥18	≤1.0	—	—	—	—	≤3.0	—	—	—
湘潭黄茅园高岭土矿	I	<47	>35	<1	—	—	—	—	—	—	1	2
	I	<65	>24	<3	—	—	—	—	—	—	—	—
吉安飞天燕高岭土矿	I	≤82	>12	—	≤0.5	—	—	—	—	—	1	1
	I	≤82	>12	—	≤1.0	—	—	—	—	—	—	—
习水马临高岭土矿	白 矿	40—48	34—42	≤1	≤0.3	≤0.5	≤0.5	≤0.5	≤0.6	<1	可采厚度0.2m, 工程线含 矿率≥30%	
	黑 矿	40—48	34—42	≤1.2	≤0.3	≤0.5	≤0.5	≤0.5	≤0.6	<1		
叙永两河六坝坝高岭土矿	I	40—48	38—42	<0.5	微 量	<0.5	<0.5	<0.4	<0.4	—	—	—
	I	40—48	38—42	<1.0	微 量	<0.5	<0.5	<0.6	<0.6	—	—	—
	II	48—52	30—34	<1.5	微 量	<1.0	<1.0	<1.0	<1.0	—	—	—
东沟万宝高岭土矿	I	≤75	≥15	1	—	>1	>1	>6.5	>6.5	—	2	2
	I	≤75	≥15	1—1.5	—	>1	>1	>6.5	>6.5	—	2	2
	I	≤75	≥15	1.5—2	—	>1	>1	>6.5	>6.5	—	2	2

11.2.14.5 高岭土矿产品质量要求

国家建材局1982年颁发的陶瓷、造纸、搪瓷、橡胶用高岭土产品的主要质量要求，列于表1-11-211至表1-11-214。

陶瓷用高岭土的主要质量要求表

表 1-11-211

代号	产品名称	主要用途	外观质量要求	化学成份(%)								物理性能		
				Al ₂ O ₃	烧失量	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	SO ₃	CaO + MgO	K ₂ O + Na ₂ O	白度(%)		耐火度(℃)
				不小于	不	大	于	于	于	于	于	105℃	1300℃	
H ₀	手选符号	电子元件	白色，有时带有少量淡绿和肉色之块状，无可见石英及其他杂质。1300℃煅烧为白色。块度10~100mm	37.00	18.00	48.00	0.40	0.10	0.30	0.60	0.50	85.0	—	1770
H ₁	手选一号	电子元件、光学玻璃坩埚釉料	白色，有少量其他浅色或水锈斑纹，无可见石英及其他杂质。1300℃煅烧为白色	37.00	18.00	48.00	0.50	0.20	0.50	0.60	0.50	80.0	—	1770
H ₂	手选二号	光学玻璃坩埚，高压电瓷	白色与其他浅色相同，无明显石英及其他杂质。1300℃煅烧为白色，允许带有少量其他浅色	35.00	18.00	49.00	1.00	0.20	0.70	0.60	0.70	—	—	1750
H ₃	手选三号	高压电瓷、日用陶瓷、建筑陶瓷、玻璃坩埚	深蓝、灰黑、桃红等杂色。1300℃煅烧为白色，允许带有少量其他浅色，有少量斑点，无熔疤	34.00	18.00	51.00	1.20	0.50	1.00	0.80	—	—	80.0	1710
H ₄	手选四号	化工陶瓷、耐火材料	无石块、黄泥等明显杂质	28.00	18.00	56.00	3.00	—	—	—	—	—	—	1650
H ₅₁	手选矾碱一号	涂料、高级填料	白色，稍带其他浅色；无明显明矾石结核	37.00	18.00	48.00	0.60	0.20	3.00	0.60	—	—	—	—
H ₅₂	手选矾碱二号	玻璃坩埚，高级填料	白色与其他浅色相同，无明显明矾石结核	35.00	18.00	49.00	1.00	0.20	4.00	0.80	—	—	—	—
H ₅₃	手选矾碱三号	电瓷、日用陶瓷、建筑陶瓷、高级耐火材料	灰黑色与其他杂色相同。1300℃煅烧为白色，稍带其它浅色，有少量黑点，无熔疤	33.00	18.00	49.00	1.50	0.50	4.00	1.00	—	—	80.0	—

续表

代 号	产 品 名 称	主 要 用 途	外观质量要求	化 学 成 份 (%)								物 理 性 能		
				Al ₂ O ₃	烧失量	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	SO ₃	CaO + MgO	K ₂ O + Na ₂ O	白 度 (%)		耐 火 度 (°C)
				不小于	不						大	手	105℃	
M ₀	机选特号	电子元件、涂料、釉料	白色, 无可见杂质。1300℃煅烧为白色。泥浆细度: 250目筛余不大于0.5%	37.00	18.00	48.00	0.60	0.20	1.00	1.00	0.60	80.0	—	1770
M ₁	机选一号	电子元件、光学玻璃、电瓷砂轮	白色, 稍带米黄或淡灰色。1300℃煅烧为白色稍带其他浅色。泥浆细度: 250目筛余不大于0.5%	36.00	18.00	48.00	1.00	0.20	1.00	1.00	0.80	72.0	—	1770
M ₂	机选二号	高压电瓷、日用陶瓷、建筑陶瓷、化工、砂轮	灰白, 淡黄色。泥浆细度: 250目筛余不大于1%	35.00	18.00	49.00	1.20	0.50	1.20	1.00	0.80	—	—	1750

造纸用高岭土的主要质量要求表 (JC318—82)

表 1-11-212

代号	产品名称	外观质量要求	化学成份(%)					物理性能	
			烧失量	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	SO ₃	砂石量(%)	白度(%)
			不小于					不大于	不小于
Pm ₀	造纸工业用机选特号	白色, 无可见杂质。泥浆细度: 250目筛余不大于0.5%	14.00	36.00	48.00	0.70	2.00	1.0	78.0 80.0 83.0 85.0
Pm ₁	造纸工业用机选一号	白色稍带黄色或淡灰色, 无可见杂质, 泥浆细度: 250目筛余不大于0.5%	14.00	35.00	49.00	1.00	2.00	1.0	75.0

搪瓷用高岭土的主要质量要求表 (C319—83)

表 1-11-213

代号	产品名称	外观质量要求	化学成份(%)						物理性能	
			烧失量	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	SO ₃	CaO + MgO	白度(%)	悬浮度(ml)
			不小于						不小于	不大于
Em ₀	搪瓷工业用机选特级	白色, 无可见杂质。1300℃煅烧为白色。泥浆细度: 250目筛余不大于0.5%	14.00	37.00	48.00	0.60	1.50	1.00	80.0	100
Em ₁	搪瓷工业用机选一级	白色, 稍带淡黄或淡灰色。1300℃煅烧为白色稍带其他浅色。泥浆细度: 250目筛余不大于0.5%	14.00	36.00	48.00	1.00	1.50	1.00	75.0	100

橡胶用高岭土的主要质量要求表 (JC320—82)

表 1-11-214

代号	产品名称	物理性能							化学成份 (%)			
		水份 (%) 不大于	DPG 吸着率 (%)	PH	沉降体积 (ml/g) 不小于	白度 (%) 不小于	细 度		烧失量	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Mn
							100目筛 余 (%) 不大于	325目筛 余 (%) 不大于				
Rf ₀	橡胶工业用 特号瓷土粉	1.50	6.0— 10.0	5.0—8.0	4.0	83.0	0	1.0	12.00	34.00	50.00	0.0045
Rf ₁	橡胶工业用 一号瓷土粉	1.50	6.0— 10.0	5.0—8.0	4.0	75.0	0	1.0	12.00	34.00	50.00	0.0045
Rf ₂	橡胶工业用 二号瓷土粉	1.50	6.0— 10.0	5.0—8.0	4.0	75.0	0	1.5	11.00	33.00	52.00	0.0070
Rf ₃	橡胶工业用 三号瓷土粉	1.50	4.0—9.0	5.0—8.0	3.0	75.0	0	2.0	9.00	28.00	58.00	—
Rf ₄	橡胶工业用 四号瓷土粉	1.50	—	—	—	—	0	2.5	—	18.00	70.00	—

11.2.15 磷 矿

11.2.15.1 磷的性质和用途

1. 磷的物理和化学性质

磷有11种同素异构体, 最主要的有白磷、赤磷和黑磷三种。

白磷呈白色、蜡状, 在阳光下常呈黄色, 又称黄磷, 是一种剧毒物质。黄磷可分为 α -黄磷和 β -黄磷, 极易氧化。氧化时能发磷光, 在空气中会自燃, 故常保存在水中。黄磷的密度 1.89g/cm^3 , 熔点 44.1°C , 沸点 280.5°C , 不溶于水, 易溶于二硫化碳。

赤磷呈红色或紫色, 又称红磷或紫磷, 具鳞状结晶, 无毒, 不发光。化学性质不活泼, 在空气中 430°C 才燃烧。密度 2.34g/cm^3 , 熔点 $590\sim 610^\circ\text{C}$, 常压下加热升华。

黑磷是白磷在高温高压下所形成的产物, 化学性质极稳定, 并具有金属性, 密度 2.7g/cm^3 。

磷在足够的空气中强烈燃烧后形成 P_2O_5 。

2. 磷的用途

磷主要用于农业, 它是磷肥生产的重要原料, 世界上有86%的磷矿石用于制造各种磷肥, 4%用来制造农药和饲料添加剂。

磷在国防工业中可用来制造照明弹、纵火剂、曳光弹、信号弹和烟幕弹等。在冶金工业中磷可作金属的防锈剂, 防腐剂和某些合金的附加剂。

磷也是轻工业原料之一, 如火柴、食品、纺织、染料、陶瓷、玻璃、医药等, 均与磷有密切的关系。

11.2.15.2 磷的主要矿物及其特征

磷矿物种类繁多,在自然界中含磷矿物达200多种,其主要矿物及其特征见表1-11-215。

磷的主要矿物及其特征表

表1-11-215

磷矿物名称		化 学 分 子 式	颜 色	密 度 (g/cm ³)	硬度	P ₂ O ₅ 含 量(%)
钙 磷 酸 盐 类	氟磷灰石	Ca ₁₀ (PO ₄) ₆ F ₂	无色、淡绿色	3.19	<5	42.3
	氯磷灰石	Ca ₁₀ (PO ₄) ₆ Cl	同上	3.2	<5	41
	羟磷灰石	Ca ₁₀ (PO ₄) ₆ (OH) ₂		3.15	<5	42.4
	碳羟磷灰石	Ca ₁₀ (PO ₄) ₆ (CO ₃)或Ca ₁₀ (P·C) ₆ (O·OH) ₂		2.96	<5	35.97
	细晶磷灰石 (碳氟磷灰石)	Ca ₁₀ (P·C) ₆ (O·F) ₂	白色、灰白 色、灰黑色	3.13~3.15		35.97
	席尔斯基石	Ca ₁₀ P _{4.6} C ₁₋₂ O ₂₂₋₈ F ₂ (OH) ₁₋₂	同上			34.52
	理论细晶磷灰石	Ca ₂₃ P ₁₈ C ₃ O ₈₁ F ₆ (OH) ₄				36.78
铝 磷 酸 盐 类	磷 铝 石	LiAl(PO ₄)F	白色、浅绿色	2.98~3.15	6	44.92
	银 星 石	Al ₆ (F·OH) ₆ (PO ₄) ₄ ·H ₂ O	浅绿、浅黄	2.36~2.37	3~4	34.47
	绿 松 石	CuAl ₂ (PO ₄) ₂ (OH) ₂ ·5H ₂ O	鲜绿、浅绿	2.60~2.83	5~6	32.56
	磷铝锶矿	SrAl ₃ (PO ₄)(HPO ₄)	白色、杂色	3.1	5.7	30.75
	纤维钙铝石	CaAl ₃ (PO ₄) ₂ (OH) ₂ ·H ₂ O				41.10
	磷铝钙钠石	(Na·K)CaAl ₃ (PO ₄)(OH) ₂ ·3H ₂ O				36.86
	硫磷铝锶矿	[(Ca·Sr) ₃ ·Al ₃](OH) ₆ (SO ₄ ·PO ₄) ₂	呈白、 黄、褐色	3.11	5.6~6	22.71

11.2.15.3 磷矿石类型和加工方法

1. 磷矿石工业类型

根据现行《磷矿地质勘探规范》,磷矿石工业类型及其实例分别见表1-11-216和表1-11-217。

磷矿石工业类型表

表1-11-216

矿石工业类型		含磷矿物	脉石矿物种类及含量(%)		辅助指标 ($\frac{CaO}{P_2O_5}$)	备 注
			硅质矿物 (或硅酸盐)	碳酸盐矿物		
磷酸盐富矿		磷灰石族				(1)富矿—含磷矿物量>75%, P_2O_5 含量>30% (2)磷灰岩矿—含磷岩石受变质作用形成的含磷灰石矿 (3)磷灰石岩矿—指内生形成的含磷灰石的矿石
磷块岩矿	硅质磷矿	胶磷矿(隐晶~显晶质磷灰石)	>80%	<20%	1.3	
	硅钙(镁)质磷矿		80%~20%	20%~80%		
	钙(镁)质磷矿		<20%	>80%		
磷灰石岩、磷灰岩矿		细~粗粒磷灰石				
铝磷酸盐矿					<0.3	
鸟粪磷矿						

2. 磷矿加工方法

1) 机械加工

将磷矿石磨细成磷矿粉，直接用作肥料。

2) 酸法加工

用各种无机酸分解磷矿粉，并进一步加工制作各种磷肥和磷酸盐，如过磷酸钙、重过磷酸钙、磷酸铵、硫酸磷酸铵、硝酸磷肥、沉淀磷酸钙等。

3) 热法加工

将磷矿石与硅石、含镁矿石配成适当比例，在高炉，电炉或旋风炉内经高温熔融后，经水淬制成钙镁磷肥。

将磷矿粉与硅石、钠盐等在转窑，沸腾炉内烧结制成脱氟磷肥。

将矿石与硅石、焦炭配合在电炉内加热，使磷还原，制得元素磷。

4) 选矿

低品位磷矿石需经选矿富集后方能应用，目前有以下几种选矿方法。

浮选：处理对象为磷灰石岩、硅质和硅钙质磷块岩和白云石磷块岩。

焙烧—硝化：处理对象为钙质磷块岩和硫酸铝钾矿。

破碎—筛分—擦洗脱泥：处理对象为风化较严重、含泥量较高的矿石。

光电选矿：对条带状白云石磷块岩或采矿中混入大量白云石时，经破碎、筛分、擦洗后，再用光电选矿，可除去粒径10~180mm的白云石，从而提高矿石质量。

重介质选矿和化学选矿：近年来进行试验，已取得一定成果。

11.2.15.4 磷矿床工业指标

1. 磷矿床一般参考工业指标

根据《磷矿地质勘探规范》，磷矿床一般参考工业指标和缺磷地区磷矿床一般参考工业指标见表1-11-218和表1-11-219。

磷矿床一般参考工业指标表

表 1-11-218

矿床类型	边界品位 P_2O_5 (%)	最低工业品位 P_2O_5 (%)	最低可采厚度(m)	夹石剔除厚度(m)
磷灰岩及磷灰石岩矿床	5~6	10~11	0.7~2	1~2
磷块岩矿床	8~12	12~15	0.7~2	1~2

缺磷地区磷矿床一般参考工业指标表

表 1-11-219

矿床类型			边界品位 P_2O_5 (%)	最低工业品位 P_2O_5 (%)	最低可采厚度(m)	夹石剔除厚度(m)
磷灰岩 磷灰石岩 矿床	单一磷矿床	露天开采	2~2.5	4~5	2~5	2~5
		地下开采	4~5	6~7	1~2	1~2
	可综合利用	露天开采	2~2.5	3~4	2~5	2~5
		地下开采	2.5~3	5~6	1~2	1~2
	磷块岩矿床		5~8	9~10	0.5~1	0.5~1

2. 磷矿床工业指标实例

磷矿床工业指标实例详见表1-11-220。

表 1-11-220

磷矿床工业指标实例表

矿山名称	矿 石 类 型	P ₂ O ₅ 含 量 (%)						杂质允许含量 (%)					可采厚度 (m)	备注
		边界品位	最低工 业品位	工 业 品 级		MgO	SiO ₂	CO ₂	R ₂ O ₃	MgO/ P ₂ O ₅				
				I 级品	II 级品									
昆阳磷矿	磷块岩	8	15	>30	25~30	15~25	8~15		<6		1	0.5	MgO >1% 单圈	
海口磷矿	同上	8	15	>30	25~30	15~25			<6		1	1		
晋宁磷矿	同上	8	15	>28	15~28		8~15				1	1		
开阳磷矿	磷块岩	8	15	>35	15~35		12~15	6	<6		>1	>1	0.004% 的作出 评价	
鲁安 (白岩)	同上	8	15	>30	15~30						1	1		
鲁安 (高坪)	同上	8	15	>30	15~30						1	1		
烟台金岭寺磷矿	磷块岩	8	12	>32	>26		12~24				1	1	I 级品	
湖南马迹塘磷矿	同上	8		>22	12~22		8~12				1~1.5	1	MgO< 3.5%	
湖南马迹塘磷矿	同上	12		>28	24~28		18~24				1	0.7		
石门磷矿	同上	>12	>14	>28	>22		>16				1	2		
朱坑磷矿 1 号矿段	磷块岩	>8	>15	>30	15~30			<5	<6	<6	1		工业品 位指标 工程	
王寨一矿层		>15	>22	>22	15~22	8~15					1			
宜昌磷矿	同上	8	>12	>30	20~30		10~				1~1.5			
金河马迹塘	磷块岩	>10	>15	>30	15~30			<4	<6	<8	1	2		
锦屏磷矿	磷灰石	8	11~14	>20							0.7	2		
	同上	8	11								1~1.5	2~4	现行指 标	
大塘磷矿	同上	8	>12								1	1	边界> 10% 块段> 15% 单圈	
黄泥岭磷矿	磷灰石	5	10	>30	20~30	5~10					1	1		
大塘山磷矿	同上	5	8						<16		0.7	1.5		
马塘磷矿	磷灰石	2	4								1	2~3		
矿山磷矿	同上	3	4.5	10	4.5~9	3~4.5					2	2~4	新指标	
西沙群岛	鸟粪磷矿	4.5	7	20	15~20	10~15	<10				2	2	新指标	

3. 磷矿伴生有益组份综合评价参考指标

当前对磷矿床伴生有益组份综合评价指标为：铀 $> 0.02 \sim 0.03\%$ 、碘 $> 0.004 \sim 0.005\%$ 、铁 (TFe) $> 12\%$ 。

11.2.15.5 磷矿产品质量要求

我国各种磷肥和元素磷的生产，多直接使用商品矿石，由于加工方法不同，对商品矿石的质量要求也不同。我国对磷矿石的一般质量要求见表 1-11-221。

磷矿石的一般质量要求表

表 1-11-221

项 目	过磷酸钙 重过磷酸钙 磷酸氢钙 磷酸钙		电法元素磷		钙镁磷肥		磷矿粉
	基本要求	最低要求	基本要求	最低要求	基本要求	最低要求	一般要求
$P_2O_5(\%)$	34	28	>30	>24	>31	$20 \pm$	$10 \sim 20$
CaO/P_2O_5	<1.4	<1.6	<1.4	<1.6	$1.4 \sim 1.5$	<2.1	
$1.1O_3/P_2O_5(\%)$	<8	<12			<1	<30	
$Fe_2O_3/P_2O_5(\%)$			<10				
$Al_2O_3/P_2O_5(\%)$			<20				
$MgO/P_2O_5(\%)$	<3	$5 \sim 8$			$50 \sim 70$		
SiO_2/P_2O_5					<1.0		
SiO_2/CaO			$0.8 \pm$				
$CO_2/P_2O_5(\%)$			<15				
粒 度	$-100\mu > 90\%$		$>5mm$		电炉 $5 \sim 10mm$ 高炉 $25 \sim 50mm$		$100\mu > 90\%$

注：1. 表中矿石是指天然富矿和选矿后的精矿。

2. 磷矿粉肥要求枸橼率越高效果越好。

3. 碳化法磷酸磷肥要求 $MgO/P_2O_5 = 10 \sim 15\%$ 。

11.2.16 硫 矿

11.2.16.1 硫的性质和用途

1. 硫的物理和化学性质

硫在常态下呈黄色晶状固体，性松脆，不溶于水，能溶于二硫化碳、四氯化碳和石油等溶液。硫的导电和导热性能很差，极易燃烧，熔点 112.8°C ，当其被加热到 444.6°C 时，开始沸腾，变为橙黄色的硫蒸气；若遇冷，则可不经液态而直接冷凝结晶成粉末状硫（亦名硫华）。

硫的化学性质比较活泼，在许多方面与氧相似，只是活泼程度比氧低。硫是变价元素，可呈多种价态，其电价随氧化程度的增强而提高，它的氧化物有 SO 、 SO_2 、 SO_3 、 SO_4 及 S_2O_3 ，其中以 SO_2 和 SO_3 为主。硫既有氧化性，又具还原性。

硫呈游离态和化合物形式广泛分布在自然界中，它的化合物主要有硫化物和硫酸盐两类。由于硫的化学性质活泼，故其产出形式多种多样，本节只述其中的硫铁矿（包括黄铁矿、白铁矿和磁黄铁矿）及自然硫矿，并统称为硫矿。

2. 硫的用途

硫矿是化学工业最重要和最基本的原料，它的产品——硫酸和元素硫（亦名硫磺）用途非常广泛，除主要用于化学工业以外，几乎涉及到国民经济的各个领域。我国以开采硫铁矿为主，产量80%以上用于制造硫酸。硫酸的主要用途是生产化肥（例如普通过磷酸钙和硫酸铵），其次用于净化石油，溶解矿石、酸洗金属、合成树脂、造纸、水处理、加工铀矿石、干燥氯气和氢气、制造颜料和染料、生产其它酸类（例如磷酸、盐酸）等。元素硫除早已用于纺织、医药、染料、橡胶、食品、火柴等工业以及制造火药、焰火和杀虫剂以外，它的新用途是制造硫泡沫保温材料、硫混凝土、硫沥青铺路材料、交通划线热熔油漆、喷涂墙壁以及做多孔材料的浸渍物等。

11.2.16.2 硫的主要矿物及其特征

自然界含硫的矿物种类很多，主要工业矿物为黄铁矿、白铁矿、磁黄铁矿和自然硫。硫的主要矿物及特征见表1-11-222。

硫的主要矿物及其特征表

表1-11-222

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	磁性	理论含硫量 (%)
黄铁矿	FeS ₂	浅黄铜色，表面常有黄褐色锈色	6~6.5	4.9~5.2	—	53.45
白铁矿	FeS ₂	浅黄铜色，微带浅灰或浅绿色调	6~6.5	4.85~4.9	—	53.45
磁黄铁矿	Fe _{1-x} S	暗青铜黄色，带褐色锈色，有时呈黄棕色	3.5~4.5	4.6~4.7	弱	38.47
自然硫	S	纯者呈黄、密黄或黄棕色，含杂质时呈红、绿、灰或褐黑色等	1~2	2.05~2.08	—	100

注：(1)磁黄铁矿的实际含硫量为38.4~40%；化学分子式中的x表示Fe原子的亏损数量，其值等于0~0.223。

(2)自然硫亦名天然硫、斜方硫。

11.2.16.3 硫矿石类型和加工方法

1. 硫矿石类型

硫矿石可分为硫铁矿石和自然硫矿石两大类。

1) 硫铁矿石类型

(1) 硫铁矿石自然类型

按矿化程度和矿石结构构造，硫铁矿可分为緻密块状、浸染状、条带状、粉砂状、团块状、角砾状、结核状、条纹状、树枝状及星散状矿石等。

按矿物组成，化学成分及共生组合关系可分为：黄铁矿型、磁黄铁矿型、磁黄铁矿-黄铁矿型、闪锌矿-黄铁矿型、黄铜矿-黄铁矿型以及黄铜矿-闪锌矿-方铅矿-黄铁矿型矿

石等。

(2) 硫铁矿石工业类型

粉砂状矿石：矿石松散，呈粉砂状，含硫量高。一般无需破碎筛分和选矿，可直接用于制造硫酸或提取硫磺。

块状硅酸盐型矿石：矿石坚硬，未受次生作用影响。其脉石矿物主要为石英及长石等硅酸盐类矿物。此类矿石的自然pH值较低，在酸性介质中很容易浮选。按其含硫量和加工要求可分为三种品级：富硫铁矿石——含硫量大于35%，不需选矿；中富硫铁矿石——含硫量25~35%，可以选矿，也可不选矿；贫硫铁矿石——含硫量12~25%，需经选别富集。

碳酸盐型矿石：矿石中的脉石矿物主要为白云石、方解石等碳酸盐类矿物。在沸腾炉中烧制时，它们分解成CaO、MgO与SO₂并反应生成MgSO₄和CaSO₄，导致硫的烧出率下降；分解的CO₂稀释炉气中的SO₂，降低SO₂的浓度；白云石在高温下分解之吸热反应，造成炉温下降，从而增加硫酸厂的生产成本。故对此类矿石必须进行选矿。

磁黄铁矿型矿石：矿石矿物主要为磁黄铁矿。此类矿石极易氧化，使有效硫含量降低，同时使破碎后的矿石粘结成块，并且容易自燃，故成品矿石不宜长期堆放和长途运输，由于制酸时其SO₂浓度和出酸率较低，故单独使用时，中低品位矿石必须经过选矿。

多金属型矿石：硫铁矿（尤其是其中的黄铁矿）常与黄铜矿、方铅矿、闪锌矿等金属矿物共生。该类型矿石一般指其中的金属矿物组份含量低于其单矿种工业要求，但可综合回收利用的矿石。据其不同的共生组合情况可分为黄铜矿型、闪锌矿型、方铅矿闪锌矿型、黄铜矿闪锌矿型硫铁矿石等。

此外，根据制酸工艺对矿石有害组分的要求，对其超过允许含量的矿石，还需划分出高碳型、高氟型和高砷型硫铁矿石等。

2) 自然硫矿石类型

根据矿石结构构造及矿物成分等因素可分为：晶质自然硫、块状自然硫、砂砾状自然硫、条带状自然硫、胶状自然硫、砂质自然硫、泥质自然硫、粘土质自然硫、碳酸盐型自然硫、石膏型自然硫、钟乳状自然硫、裂隙硫以及含硫泥灰岩、含硫油页岩等矿石类型。

2. 硫矿石加工方法

(1) 富硫矿石（含硫>25%）经破碎筛分后可直接入炉焙烧—净化—触媒氧化—与H₂O化合制取硫酸。

(2) 贫硫矿石（含硫>18%）可直接供窑式炉或甑式釜提炼硫磺，亦称热法加工。

(3) 中低品位硫矿石用于制硫酸，除掺入高品位硫矿石直接使用外，一般多需经浮选法富集，方能利用。其中，煤系硫铁矿多用重选法（当矿石中含碳量大于80%时，应作焙烧试验）。磁黄铁矿用浮选—磁选联合法。

(4) 碳酸盐型硫铁矿石须经过选矿，除去碳酸盐矿物，并且还应做模拟焙烧试验，了解有效硫降低的程度，获取焙烧制酸的各项综合指标。

(5) 火山型自然硫矿石的加工方法，采用溶化、蒸馏、烧结、浮选、溶剂萃取等中

的一种或几种。

(6) 盐丘型自然硫矿床, 利用硫的相态变化, 采用弗拉斯法(即过热水溶解法, 亦名地下溶解法)开采。溶解后的含硫液体通过管道输送到地面, 然后加工成结晶硫磺, 或直接以液态硫作为产品。

11.2.16.4 硫矿床工业指标

1. 硫矿床一般参考工业指标

根据现行的《硫铁矿地质勘探规范》资料综合整理, 硫铁矿、自然硫矿床一般参考工业指标以及自然硫矿石品级划分, 详见表 1-11-223 至表 1-11-225。

硫铁矿床一般参考工业指标表

表 1-11-223

品 级	边 界 品 位 S(%)	最低工业品位 S(%)	有害组份最大允许含量(%)						最低可 采厚度 (m)	夹石剔 除厚度 (m)
			As		Fe		Pb+Zn	C		
			酸洗法	水洗法	酸洗法	水洗法				
I 级 品		>35	0.1	0.2	0.05	0.1	1	5~8	0.7~2.0	1~2
II 级 品		25~35								
III 级 品	8	12~<25								

自然硫矿床一般参考工业指标表

表 1-11-224

类 别	S(%)	备 注
密式炉、平炉炼硫	≥ 18	块度 20~25mm
压热釜炼硫	富矿: ≥ 25 贫矿: > 6	
用弗拉斯法开采	最低工业品位: ≥ 15	产于泥灰岩中
	最低工业品位: ≥ 10	产于石灰岩中
制硫酸用	有害杂质(地沥青、砷、硒、二氧化硅和有机质等)总量 $\leq 5\%$, 其中有机质 $\leq 1\%$	

自然硫矿石品级划分表

表 1-11-225

矿 石 品 级	沉积型、盐丘型矿床 S(%)	火山型矿床 S(%)
I	≥ 25	≥ 10
II	≥ 18	≥ 20
III	≥ 12	≥ 8
IV	≥ 5	—

2. 硫铁矿床工业指标实例见表 1-11-226。

硫铁矿床工业指标实例

表 1-11-226

序号	矿区名称	品位S(%)		厚度(m)		有害杂质允许含量(≤,%)				备 注
		边 界	最低工业	可采	夹石剔除	As	F	Pb+Zn	C	
1	云浮硫铁矿	8	12	1	1	0.5	0.05	1		单一黄铁矿
2	阳春硫铁矿	8	12	1	1	0.5	0.03	1		单一黄铁矿
3	向山硫铁矿	8	13	2	2	0.5	0.05	1		单一黄铁矿
4	龙游硫铁矿	6	10	0.7	1	0.5	0.05	1		单一黄铁矿
5	云台山硫铁矿	7	12	1	1	0.5	0.05	1		单一黄铁矿
6	炭窑口硫铁矿	S	8	12	1	0.5	0.05	1		多金属黄铁矿
		Cu	0.3	0.5						
		Zn	0.5	1.0						
7	潭山硫铁矿	S	12	18	1	0.5	0.05	1		同 上
		Pb	原生	0.5						
			氧化	1						
		Zn	原生	0.8						
			氧化	3						
8	张家沟硫铁矿	8	15	1	1	0.5	0.05	1		磁黄铁矿
9	柏山硫铁矿	7	12	0.6	1	0.5	0.03~0.05	1	10	煤与黄铁矿
10	阿东硫铁矿	12	15	0.5~1	1	0.5~0.7	同上	1	8~12	同 上

注：炭窑口硫铁矿的有害杂质允许含量无等于值。

11.2.16.5 硫矿产品质量要求

1. 我国硫铁矿产品的一般质量要求

据1981年出版的《化工产品手册》规定，我国硫铁矿的一般质量要求见表 1-11-227。

硫铁矿产品的一般质量要求表

表 1-11-227

产 品 名 称	含 S (%)	水 份 (%)	含 C (%)	粒度(200目)占 (%)	块 度 (mm)
硫铁矿石	18~35	—	<5~8	—	<200
硫铁精矿	35	<14	—	55	—

用于生产硫酸的硫铁矿(包括伴生硫铁矿)的一般质量要求是:

(1) 矿石有效硫(S)含量50~25%,并分为优质品:50%、48%、45%;一等品:42%、40%、38%;二等品:35%、33%、30%;三等品:28%、25%共11个等级。

(2) 粒度原矿 $\leq 250\text{mm}$; $\leq 3\text{mm}$ 时,破碎费应计入。

(3) 有害杂质含量要求,见表1-11-228。

2. 元素硫的一般质量要求

可参见表1-11-229所示的苏联资料。

硫铁矿有害杂质要求表

表 1-11-228

项 目	有 害 杂 质 含 量, 小 于 (%)			
	优质品	一等品	二等品	三等品
As	0.05	0.05	0.1	0.15
F	0.05	0.05	0.05	0.1
Pb + Zn	0.5	1	1	1
C(有机碳)	0.5	1	2	3
水 份	8	10	10	8

注: 各项成份含量除水份一项外,均以干基计算。

苏联元素硫的一般质量要求表

表 1-11-229

产品级别	含 S (≥,%)	杂 质 允 许 含 量 (≤,%)					酸 度 (≤,%)
		灰 份	水 份	有 机 质			
				总 量	C	As	
高 级	99.9	0.05	0.2	0.06	0.048	0.0005	0.005
I 级	99.6	0.2	2.0	0.3	0.24	0.0005	0.005
II 级	99.5	0.5	2.0	0.8	0.64	0.003	0.01

注: 酸度值为换算 H_2SO_4 指标。

11.2.17 硼矿

11.2.17.1 硼的性质和用途

1. 硼的物理和化学性质

硼是典型的亲石元素,在自然界只呈化合物形式存在。固态晶质硼为暗灰~黑色,具金属光泽和金刚石外貌,硬度9.3,密度 2.31g/cm^3 ,熔点 2300°C ,沸点 2550°C 。人工制造的非晶质硼呈深褐色粉末。

硼的化学性质较活泼,在自然界常与氧构成络阴离子,从而形成硼酸盐矿物(如硼铝石)或以普通阳离子形式在络阴离子根外组成硼酸盐或硼铝硅酸盐(如硅钙硼石)。

2. 硼的用途

硼及各种硼化物在冶金、医药、玻璃、制革、油漆、颜料、橡胶、农药、木材加工和国防工业等部门得到广泛应用。

玻璃和玻璃纤维中加入适量的硼砂,可缩短玻璃熔化时间,增加其屈折率、机械强度、

抗蚀及抗热性能,制成高质量的玻璃、绝缘材料和玻璃钢,用于建筑、机械和军事工业。冶金工业利用硼熔点高、硬度大的性质,用硼铁炼合金钢,可提高合金的熔点和硬度。钢中加入适量的硼,可部分或全部代替钼、锰、铬、镍等合金添加剂,而增加钢的机械强度、抗蚀和抗高温的性能。氮化硼又称“白色的石墨”,高温下其热稳定性比金刚石还高,用以制造磨削工具。硼、氢、锂、铍的化合物作高能燃料,广泛用于航空工业。因硼烷发热量高(72.57kJ/g)、燃烧速度快而作为火箭的主要燃料之一。硼的铅、钛化合物用于生产喷气发动机喷嘴。碳化硼的硬度接近金刚石、熔点2450℃,具吸收中子特性而用作原子反应堆调节棒、防中子辐射的保护材料、防弹衣、飞机外壳、高级研磨材料及高硬度切削工具等。农业上,硼用以制造微量元素肥料和杀虫剂。

11.2.17.2 硼的主要矿物及其特征

含硼矿物已超过150种,但具有工业价值的主要是硼砂、硬硼钙石、硼镁石、硼钠钙石和水方硼石等。我国目前硼加工企业利用的硼矿物为硼镁石及透安石,国外主要利用硬硼钙石、硼砂和硼钠钙石等。

硼的主要矿物及其特征见表1-11-230。

硼的主要矿物及其特征表

表1-11-230

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	B ₂ O ₃ 理论值 (%)
硼镁石	MgHBO ₃	白至黄色	3~4	2.62~2.8	41.38
透安石	Mg ₂ [B ₂ O ₅]	白色	5.5~5.9	2.91~2.93	46.34
硼砂	Na ₂ (B ₄ O ₅ (OH) ₄)·8H ₂ O	白、浅灰、淡兰、淡绿色	2~2.5	1.715	36.51
四水硼砂	Na ₂ (B ₄ O ₅ (OH) ₂)·3H ₂ O	白或无色	2.5	1.908	51.02
硬硼钙石	Ca(B ₃ O ₄ (OH) ₃)·H ₂ O	无色、乳白、黄白、灰、浅黑色	4.5	2.423	50.81
方硼石	Mg ₃ [Cl(B ₂ O ₃) ₃]	无色或白、微带灰、黄、绿色	7~7.5	2.91~2.97	62.15
硼钠钙石(钠硼解石)	NaCaCB ₅ O ₇ (OH) ₄ ·6H ₂ O	白色	2.5	1.955	42.95
基性硼钠钙石	NaCaCB ₅ O ₇ (OH) ₄ ·3H ₂ O	无色	3.5	2.14	49.56
水硼镁石	MgCB ₅ O ₇ (OH) ₅ ·5H ₂ O	无色	2.5	1.78~1.79	37.32
硼镁铁矿	(Mg, Fe ²⁺) ₂ Fe ³⁺ [O ₂ (BO ₃) ₂]	暗绿色	5~6	3.80	13.5~17.8

11.2.17.3 硼的矿石类型和加工方法

1. 硼矿石工业类型

硼矿石的工业类型,目前尚无统一的划分标准。现根据矿床成因、产出特征和矿石加工性能划分为如下类型供参考,详见表1-11-231。

2. 硼矿石加工方法

硼矿石有富矿和贫矿之分(各国标准不同)。目前我国主要用不经选矿处理的硼镁石

硼矿石工业类型表

表 1-11-231

矿床成因类型	矿石工业类型	产地
接触交代矿床	硼镁石型 硼镁铁矿型 硼镁石-磁铁矿型 磁铁矿-硼镁铁矿型 硼镁石-磁铁矿-硼镁铁矿型 赛黄晶型 硅硼钙石型	辽宁、吉林、湖南、苏联、 罗马尼亚 苏联、意大利、捷克
火山喷气矿床	含硼蒸汽型 含硼蒸汽-热水溶液型	意大利武尔托诺 托斯卡纳
火山沉积矿床	硼砂-硬硼钙石-硼钠钙石型 硬硼钙石型 硬硼钙石-硼钠钙石(基性硼钠钙石)型 硼钠钙石型 白硼钙石型 硼砂型 硼砂-硼钠钙石-水方硼石型	青海、西藏 土耳其比加迪奇 埃默特 阿根廷、智利、 秘鲁 美国布朗 土耳其克尔卡
海相沉积矿床	硅方硼石型	河 北
盐类矿床	硼钠钙石型 方硼石-硬硼钙石-水硼钙石型	美国温丘拉 苏联上卡姆
天然水溶液矿床	盐湖卤水 油田卤水	美国西尔斯湖 苏联巴库
残积矿床 (有的归入盐类矿床)	硼镁石型 水方硼石-硬硼钙石-硼钠钙石型	苏联印达尔 彼尔来安盐丘

富矿(B_2O_3 含量 $>10\%$;制硼酸用 $B_2O_3>12\%$)直接入炉(竖窑)经粉碎后用碳碱法(个别加压碱解法)制硼砂;用硫酸一步法或碳铵法制取硼酸。贫矿石须经选矿富集才能为工业利用。

我国硼矿石的选矿方法,一般为磁-浮联合法,反浮选、干式磁选、焙烧-消化、磁-重选、重-磁-重选、磁-重-浮选等,尚待进行工业性试验。对盐湖型硼矿的富集有浮选法、溢流法和卤水蒸发等方法。

国外硼矿主要是外生沉积型,富矿多采用简单的物理方法富集,如自然风干-钢板上焙烧——干燥法、硬硼钙石用筛分—冲洗—浮选法。湖盐水加工制取硼砂采用碳酸盐法和蒸发法。制取硼酸则使用溶剂提取法,以及蒸汽及水流质硼多用土、石盐覆盖或用木桶收集。

11.2.17.4 硼矿床工业指标

1. 硼矿床一般参考工业指标

硼矿床一般参考工业指标见表 1-11-232。

2. 硼矿床工业指标实例

硼矿床工业指标实例见表 1-11-233。

硼矿床一般参考工业指标表

表 1-11-232

矿床类型	边界品位 (B_2O_3 %)	最低工业品位 B_2O_3 (%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	品级划分 (B_2O_3 %)	
					一 级	二 级
硼镁石型	≥ 3	≥ 5	1	1~2	> 12	5~12
硼铁矿型	≥ 3	≥ 5	1	1		
盐湖硼矿	固体矿层	1.5	2	0.3	0.6	
	卤水、晶间卤水	400mg/l	1000mg/l			

注：硼镁石矿工业平均品位 B_2O_3 11~12%。

硼矿床工业指标实例表

表 1-11-233

矿床类型	边界品位 B_2O_3 (%)	最低工业品位 B_2O_3 (%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	品级划分 B_2O_3 (%)	
					一 级	二 级
五〇一矿	1 ①	5	1	1	> 10	5~10
凤城矿	≥ 1	≥ 5	1	1	≥ 12	5~12
翁泉沟矿	> 1	> 5	1	1	> 9	5~9
大柴旦	固体硼矿	> 1.5	> 2	0.3	0.6	
	卤水、晶间卤水	400mg/l	1000mg/l			

11.2.17.5 硼矿产品质量要求

目前我国硼加工主要原料是未经选矿处理的硼镁石富矿($B_2O_3 > 10\%$)，加工方法几乎全部为竖窑焙烧—破碎—碳解—硼砂(或硼酸)的碳碱法(或酸法)。对硼矿石的一般质量要求为：

(1) 块矿的块度50~300mm；

(2) 有益组份 $B_2O_3 > 10\%$ 。要求品位稳定，以利配矿和炉温控制；

(3) 有害组份氧化铁、氧化镁存在使烧窑炉温不易掌握，易结瘤。目前还未作定量规定。

苏联要求盐丘型硼镁石、水方硼石、硼钠钙石不经选矿而用于化学加工时， B_2O_3 最低含量为12%；砂卡岩型硅硼钙石精矿和赛黄晶精矿加工时，要求 $B_2O_3 > 16\%$ ；含硼盐类 B_2O_3 含量可低于2%，钙及镁的碳酸盐、 Fe_2O_3 、 Al_2O_3 、 SiO_2 均为有害杂质，过高时增加硫酸消耗。

11.2.18 钾盐矿

11.2.18.1 钾的性质和用途

1. 钾的物理和化学性质

钾为银白色金属，有光泽，硬度0.5，密度 0.86g/cm^3 ，熔点 62.3°C ，导电和传热性能良好。它的化学性质较为活泼，与氧能迅速化合，即使在空气里，同样化合迅速，所以保存钾必须和空气隔绝。在加热条件下，钾在空气中燃烧，呈紫色火焰，生成黄色粉末状的过氧化钾。钾与氯气反应也较剧烈，在常温下即可燃烧。

2. 钾的用途

95%的钾用作农业肥料，还约有30种化工产品均需利用钾，最主要的化工产品是KCl、KOH、 K_2CO_3 、 KNO_3 、 KClO_3 、 KMnO_4 、 $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ 、KBr、KI等。它们用于火柴、焰火、黑色火药、医药、农药、纺织、染料、制革、制皂、印刷、玻璃、陶瓷、电池、航空、汽油及钢铁和热处理等工业部门。在钾盐镁矾和无水钾镁矾的加工中，也可以取得镁的化合物。

11.2.18.2 钾的主要矿物及其特征

钾的主要矿物及其特征详见表1-11-234。

钾的主要矿物及其特征表

表 1-11-234

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm^3)	溶解度(g/l)及味道	K含量 (%)
钾石盐	KCl	纯净者无色透明，但因含杂质可成灰色、红色	1.5	1.97~1.99	256(20°C 时)咸味，略带辣味	52.5
光卤石	$\text{KMgCl}_3 \cdot \text{Cl} \cdot 6\text{H}_2\text{O}$	纯净者无色透明，含杂质呈淡色或褐色	2~3	1.6	不均匀溶解645KCl(18.8 $^\circ\text{C}$ 时)咸微苦，有辣味	14.1

11.2.18.3 钾盐的矿石类型和加工方法

1. 钾盐矿石类型

钾盐矿石类型按其化学成份一般可分为：

1) 钾石盐矿石

主要矿石成份为钾石盐，与食盐共生，形成红白相间的纹层，矿石常为红色或杂色（红色或乳白色钾盐和白色或蓝色的石盐共生）。矿石中KCl含量可达40%，一般20%左右，其余成份主要是石盐，还有少量硬石膏及粘土物质。为提钾的主要矿石。

2) 光卤石矿石

主要矿物为光卤石，主要共生矿物为石盐，有时杂有钾石盐及少量硬石膏。矿石为块状、条带状或角砾状构造。品位较低，一般含 K_2O 在10%左右。光卤石吸湿性强，易潮解，不利于长途运输，也不能直接用作肥料。

3) 硫酸盐钾矿石

主要矿物为钾盐镁矾、无水钾镁矾、杂卤石、或软钾镁矾等。主要共生矿物为石盐、硬石膏、硫镁矾或泻利盐等。按其含盐矿物种类,又可分四类:

(1) 钾盐镁矾为主,含有石盐和杂卤石的钾盐镁矾矿石。

(2) 以石盐、钾盐镁矾和无水钾镁矾为主,并含有钾石盐和硫镁矾的无水钾镁矾——钾盐镁矾矿石。

(3) 以无水钾镁矾为主,含有石盐和杂卤石的无水钾镁矾矿石。

(4) 在盐丘顶部受表生作用而生成石盐、钾盐镁矾、软钾镁矾、泻利盐和杂卤石所组成的矿石。

4) 混合矿石

钾盐矿物中的所谓“硬盐”,是泛指含有钾石盐和其它硫酸盐类的钾盐矿石。硬盐的矿物成份不一致,主要矿物是石盐、钾石盐、钾盐镁矾、无水钾镁矾、硫镁矾、硬石膏或光卤石。各种矿物含量不一致,在一个矿段就有几种不同组份的硬盐出现。

2. 钾盐矿石加工方法

1) 钾石盐矿石的富集和精制的方法

(1) 浮选法

此法具有成本低、效率高的优点。

(2) 溶解结晶法

一般与钾石盐矿的溶液开采法相结合,也用于富集精制开采出来的固体钾石盐矿石。它是利用氯化钠和氯化钾在热水和冷水中的不同溶解度而进行分离的。具体工艺是把矿石破碎到小于3目,用NaCl—KCl饱和冷溶液洗涤、脱泥成精溶液,再加热以溶解洗涤矿中的氯化钾,然后冷却结晶析出,经分离、洗涤、干燥后得产品。母液返回系统。并可用再结晶方法精制工业用氯化钾。

(3) 重液分离法

该法可直接获得粗粒氯化钾产品。由于氯化钠和氯化钾的密度不同(氯化钠2.13;氯化钾1.98)已单体分离的钾石盐矿石在重介质分选过程中,氯化钾将上浮,氯化钠下沉,从而达到氯化钾和氯化钠分离的目的。

2) 光卤石的富集和精制

光卤石的富集方法,首先是分离氯化镁。有冷溶法和热溶法两种。

(1) 冷溶法是在20~25℃把含有氯化钠的光卤石用水或淡盐水浸取,氯化镁优先溶出。实际上,当溶液中氯化镁含量增加时,溶出的氯化钾会再结晶出来。控制溶出再结晶的速度,可以控制氯化钾的结晶大小,固相是NaCl—KCl结晶混合物,然后用离心机将其从氯化镁中分离出来。

(2) 热溶法是在约100℃时溶解光卤石矿,在分离不溶物后进行冷却和蒸发,得到KCl—NaCl的结晶混合物,然后再用上述富集钾石盐方法进行加工。

11.2.18.4 钾盐矿床工业指标

1. 钾盐矿床一般参考工业指标

钾盐矿床一般参考工业指标见表1-11-235和表1-11-236。

2. 钾盐矿床工业指标实例

钾盐矿床工业指标实例见表1-11-237。

钾盐矿床一般参考工业指标表

表 1-11-235

项 目		固 体 卤 水		KCl(%)	
				伴生钾盐	湖 水
边 界 品 位		2	1	在岩盐矿中伴生 KCl>0.5%可计算钾 盐储量	1
工 业 品 位		6	2		
品级划分	富 矿	≥12			
	贫 矿	6~12			
可采厚度(m)		富矿 0.3 贫矿 0.5			
夹石剔除厚度(m)		0.5			

液相钾盐矿床参考工业指标表(g/l)

表 1-11-236

组 份 名 称		KCl		I	Br				LiCl	B ₂ O ₃
矿 床 类 型		卤 水 (%)	晶 卤 间 水	地 下 水	地 下 水	卤 水	晶 卤 间 水	海 水 油 度 水 石	晶 卤 间 水	晶 卤 间 水
单 采	边界品位	1	12						1.5	0.4
	工业品位	2	24						2	10.0
综合开采	边界品位	—	2.5						0.5	
	工业品位	—	5.0	>0.29	2.0	3.0	1.0	0.5	1.5	4.0

钾盐矿床工业指标实例表

表 1-11-237

矿山名称	类 型	边界品位 KCl(%)	最低工业品位 KCl(%)	品 级 KCl(%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	备 注
某光卤 石矿床	近代盐湖	2	6	富矿 ≥12 贫矿 6~12			适用露天开采可 采厚度不作要求
某钾盐 矿床	古代钾盐 (固相)	13	16		0.5	0.5	在岩盐矿床中 KCl>0.5%可作 伴生钾矿开采

11.2.18.5 钾盐矿产品质量要求

根据产品的种类和用途不同,其质量要求也不同,轻工业用氯化钾的主要质量要求见表 1-11-238。

农业用钾肥或复合肥,目前尚无国家标准,通常以表 1-11-238 中三级品为制肥原料。

我国所产的金属钾,目前亦无国家标准,个别生产企业规定金属钾产品的一般含钾应大于 98%。

轻工业用氯化钾的主要质量要求表 (QB35-63)

表 1-11-238

品 级	KCl (%)	NaCl< (%)	Mg ⁺⁺ < (%)	SO ₄ ⁻⁻ < (%)
一 级	90	4		
二 级	85	6	0.4	1.5
三 级	80			3

11.2.19 天然碱矿

11.2.19.1 天然碱的性质和用途

1. 天然碱的物理和化学性质

天然碱的颜色为无色、白色或因含杂质呈黄色，玻璃光泽，硬度2.5，密度2.17g/cm³，易溶于水，为化学沉积产物，与苏打、芒硝、无水芒硝共生。它是含水碳酸钠、碳酸氢钠的矿物，分子式为： $\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot \text{NaHCO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ，含Na₂O 41.14%，CO₂ 38.94%，H₂O 19.9%。

天然碱为Na、Ca、CO₃和HCO₃所组成，它们是在水中普遍存在的溶解组份，但在自然界中能形成有经济价值的碱矿却为数不多，只能在特定的地质条件下才能沉积成矿床。

已发现的碱矿床多位于大陆干旱地带的浅水或深水静水湖沼中，因其在干旱条件下盐度不断提高，Na、Ca、Mg离子不断浓缩富集。碱湖需有季节性的潮湿环境与干旱季节相交替，在潮湿季节，湖中得以繁衍大量藻类和其它生物，形成碱矿组份中碳的主要物质来源。当有机质量不足以将全部芒硝中硫酸根还原时，碱矿常与芒硝等硫酸盐矿物共生。地表的水渗透，通过以硅酸盐和二氧化硅（如风化花岗岩和粉砂）为主要成份的土壤，能变为强碱性并使碳酸钠富集起来，形成碱矿床。

2. 天然碱的用途

天然碱是含水的碳酸盐类矿物。是制碱工业重要原料之一，用以提取纯碱、烧碱、小苏打等。主要用于玻璃工业、炼铝业。在制肥皂、洁净剂、造纸、纺织、制革、石油精制、橡胶翻新、农药及制糖、食品等方面，也有广泛用途。

11.2.19.2 天然碱矿的主要矿物及其特征

天然碱矿主要包括天然碱、苏打、水碱三种矿物，其特征见表1-11-239。

11.2.19.3 天然碱的矿石类型和加工方法

1. 矿石类型

我国目前发现的天然碱矿床较少，对矿石类型划分尚无一致意见，从现有资料分析，可划分固、液相两大类。现列出代表性矿床，供参考。

1) 固相类型

(1) 河南某古代盐类天然碱矿床，其矿石类型，按化学成份划分为两类：

天然碱矿主要矿物及特征表

表 1-11-239

矿物名称	天 然 碱	苏 打	水 碱
化学分子式	$\text{Na}_2\text{H}(\text{CO}_3)_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	$\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$	$\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$
溶解度(g/100g水)及味感	易溶于水, 味咸	40(30.3℃), 味咸	50.3(31.8℃), 味咸
颜 色	无色、灰色、浅土黄色	无色、白色、有时为灰色或黄色	无色、白色或黄色
硬 度	2.5~3	1~1.5	1~1.15
密度(g/cm ³)	2.14~2.13(计算)	1.46~1.455(计算)	2.262(计算)
含量(%)	$\text{Na}_2\text{O} 41.14, \text{CO}_2 38.94, \text{H}_2\text{O} 19.92$	$\text{Na}_2\text{O} 21.65, \text{CO}_2 15.38, \text{H}_2\text{O} 62.96$	$\text{Na}_2\text{O} 50.03, \text{CO}_2 35.45, \text{H}_2\text{O} 14.52$

含盐天然碱类型, $\text{NaCl} \geq 3\%$ 。

天然碱类型, $\text{NaCl} < 3\%$ 。

(2) 内蒙古察汗门诺尔现代碱湖矿床, 其矿石类型划分为两类:

芒硝——苏打型, 含苏打 65~80%、天然碱 0~5%、芒硝 10~30%、石盐 0~5%。

天然碱型, 含天然碱 80%、苏打 5~10%、芒硝 > 15%。

2) 液相类型

按其水化学类型, 可分为 $\text{HCO}_3^- \text{--} \text{Cl}^- \text{--} \text{Na}^+$ 型、 $\text{HCO}_3^- \text{--} \text{Na}$ 型和 $\text{HCO}_3^- \text{--} \text{SO}_4^{2-} \text{--} \text{Na}^+$ 型。

2. 天然碱加工方法

我国天然碱加工目前用两种方法, 即苛化法和碳化法。以天然碱为原料, 用石灰乳进行苛化生产烧碱的工艺、设备, 与以纯碱为原料苛化生产烧碱基本相同, 唯苛化后淡碱卤蒸发时, 天然碱所含 Na_2SO_4 、 NaCl 与未反应的 Na_2CO_3 先后析出, 故碱渣量较大。以天然碱为原料, 用石灰窑窑气进行碳化生产小苏打的工艺较氨碱厂简单。碳化晶浆分离时, 天然碱所含 Na_2CO_3 、 NaCl 留于母液中。

苛化蒸发碱渣与碳化母液的利用, 目前也有二种方法: 碱渣按计算量与石英砂、煤粉混合, 在反射炉内熔制泡花碱(水玻璃); 部分碱渣二次苛化并兑入碳化母液, 蒸发过程中析出 Na_2SO_4 , 分离干燥后即得精硝(95%)或粗硝(85%), 滤液生产烧碱。

11.2.19.4 天然碱矿床工业指标

1. 天然碱矿床一般参考工业指标

天然碱矿床一般参考工业指标见表 1-11-240。

天然碱矿床工业指标实例, 见表 1-11-241 和表 1-11-242。

11.2.19.5 天然碱矿产品质量要求

(1) 碳酸钠(苏打、纯碱)的主要质量要求见表 1-11-243。

(2) 化工部于 1972 年颁发小型联合制碱企业的碱产品质量要求, 见表 1-11-244。

天然碱矿床一般参考工业指标表

表 1-11-240

项	目	参 考 指 标
边界品位 $\text{Na}_2\text{CO}_3 + \text{NaHCO}_3$ (%)		20
工业品位 $\text{Na}_2\text{CO}_3 + \text{NaHCO}_3$ (%)		25
可采厚度(m)		0.5~1
有害杂质最大允许含量(%)	Na_2SO_4	不作规定
	NaCl	同 上
	不 溶 物	同 上

注：天然碱中的 Na_2SO_4 、 NaCl 及水不溶物，在生产过程中可以分离利用，应予查明（含量不作规定），以供生产中选择分离方法时参考。

内蒙古现代碱湖矿床工业指标表

表 1-11-241

项 目	$\text{Na}_2\text{CO}_3 + \text{NaHCO}_3$ (%)		有害组份最大允许含量(%)				水不溶物 (%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
	边界品位	工业品位	Na_2SO_4	NaCl	Ca	Mg			
天然碱石	20	25	<12	<3	<1	<1	<12	0.6	0.1

河南某天然碱矿床工业指标表

表 1-11-242

开采法	Na_2CO_3 (%)		矿石类型划分要求(%)		最低可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
	边界品位	工业品位	天然碱中 NaCl	含盐天然碱中 NaCl		
水 采	17	25	<3	≥ 3	0.1	0.05
旱 采	17	25	<3	≥ 3	0.7	0.2

碳酸钠（苏打、纯碱）的主要质量要求表

表 1-11-243

品 种	总碱度换算成 Na_2CO_3 (%)	NaCl (%)	铁含量换算成 Fe_2O_3 (%)	水不溶物 (%)	Na_2SO_4 (%)	灼 烧 量 (%)
特种工业用	99.0	0.1~1.0	0.03~0.1	0.05~0.15	0.05	0.5
一般工业用	一级品 98.5	1.0	0.01	0.15	0.08	0.5
	二级品 98.0	1.2	0.02	0.12	0.1	0.7

小碱厂碱产品的主要质量要求表

表 1-11-244

品 级	Na_2CO_3 （以干基计算） (%)	NaCl （以干基计算） (%)	Fe_2O_3 （以干基计算） (%)
一 级 品	95.0	4.5	0.03
二 级 品	93.0	6.5	0.04

(3) 氢氧化钠(苛性钠、烧碱、火碱)的主要质量要求见表 2-11-245。

氢氧化钠(苛性钠、烧碱、火碱)的主要质量要求表 (GB209-63) 表 1-11-245

品 种			NaOH (%)	Na ₂ CO ₃ (%)	NaCl (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	颜 色
固 碱	隔膜法	一 级	≥96	≤1.5	≤2.8	≤0.01	主体白色、许可带浅 色尖头
		二 级	≥95	≤1.8	≤3.3	≤0.02	
	水银法	一 级	≥99.5	≤0.45	≤0.1	≤0.004	
		二 级	≥99.0	≤0.9	≤0.15	≤0.005	
		三 级	≥99.0	≤1.2	≤0.15	≤0.01	
	苛化法	一 级	≥97	≤1.7	≤0.3	≤0.01	
二 级		≥96	≤2.5	≤1.5	≤0.01		
液 碱	水 银 法		≥45	≤0.3	≤0.04	≤0.03	
	苛 化 法		≥42	≤1.5	≤1	≤0.03	
	隔膜法	一 级	≥42	≤1	≤2	≤0.3	
		二 级	≥30	≤1	≤5	≤0.01	

11.2.20 芒 硝 矿

11.2.20.1 芒硝的性质和用途

1. 芒硝的物理和化学性质

芒硝即自然界中钠的硫酸盐类化合物总称, 它们可呈含水盐和无水盐两种形式产出, 如含水芒硝和无水芒硝; 也可与其它化合物形成复合盐(亦称复盐或复式盐)如钙芒硝、白钠镁矾、六钙芒硝、钾芒硝、盐镁芒硝、碳酸芒硝和无水钠镁矾等。

含水芒硝中的结晶水很不稳定, 在常温下易失水变成无水芒硝, 当温度达到90℃时, 结晶水可全部失去。无水芒硝在低温潮湿空气中容易水化, 逐渐变成粉末状的含水硫酸钠。无水芒硝的结晶温度一般在33℃以上, 高于含水芒硝。二者都易溶于水, 它们在不同温度下的溶解度见表 1-11-246。

不同温度下芒硝的溶解度(%) 表 1-11-246

矿 物	摄 氏 温 度 (℃)								
	0	10	20	30	40	50	70	90	100
含水芒硝	4.5	8.2	16.1	22.8	—	—	—	—	—
无水芒硝	—	—	—	33.5	32.5	32	30.5	30.0	29.9

当温度达32.384℃时, 含水芒硝的溶解度达最大值(33.33), 发生异元溶解, 分解成无水硫酸钠及其饱和溶液。在水的临界温度(365℃)下Na₂SO₄在水中的溶解度趋于0。当NaCl存在时, 可降低Na₂SO₄的溶解度和无水芒硝形成的温度; 在NaCl饱和的

情况下, 17.9℃以上就能形成无水芒硝。

钙芒硝缓慢溶于水, 溶解度很小。经受风化作用后, 可变成含水芒硝。

盐镁芒硝在空气中易分解形成粉末状白钠镁矾。

2. 芒硝的用途

芒硝矿的主要化学成份是硫酸钠。硫酸钠在化学工业上用于制造硫化钠(俗名硫化碱)、硫酸铵、硅酸钠及合成泡沫材料等; 在造纸工业上大量用做牛皮纸纸浆(亦名硫酸盐纸浆); 在玻璃工业上用以代替苏打粉制平板玻璃; 在洗涤工业中是理想的充填剂和稀释剂; 在医药上用作泻剂。此外还用于陶瓷、纺织、染料、玻璃、皮革、颜料、水玻璃、人造纤维、感光化学、有色冶金和冷藏等工业部门。

11.2.20.2 芒硝的主要矿物及其特征

自然界的芒硝矿物约有十余种, 目前具有工业意义的是含水芒硝(亦名十水芒硝)、无水芒硝和钙芒硝, 其特征见表 1-11-247。

芒硝主要矿物及特征表

表 1-11-247

矿物名称	化学分子式	颜 色	硬 度	密 度 (g/cm ³)	理论含量(%)	
					Na ₂ O	SO ₃
含水芒硝	Na ₂ SO ₄ ·10H ₂ O	无色透明, 有时呈白色或带浅黄、浅绿、浅蓝色	1.5~2	1.49	19.24	24.85
无水芒硝	Na ₂ SO ₄	无色、灰白、黄或黄棕色	2.5~3	2.68	56.30	43.70
钙 芒 硝	Na ₂ Ca(SO ₄) ₂	无色、白色、灰或红色	2.5~3	2.77	22.29	57.55

注: 含水芒硝略带苦味, 无水芒硝略带咸味。

11.2.20.3 芒硝的矿石类型和加工方法

1. 芒硝矿石类型

芒硝矿石一般划分为以下几个类型:

(1) 晶质(块状)芒硝矿石: 无色透明、白、灰白或浅黄色。Na₂SO₄含量较高。矿物组成以含水芒硝或钙芒硝为主, 次之为无水芒硝、石盐、白钠镁矾和粘土物质。含泥量一般小于10%。含水芒硝在空气中易脱水变成无水芒硝。此类型为芒硝富矿石。

(2) 团块状芒硝矿石: 矿物组成以钙芒硝为主, 多为半自形晶或粒状集合体。钙芒硝呈团块状与泥质共生, 有时含少量团块状硬石膏。此类矿石含Na₂SO₄中等。

(3) 泥质芒硝矿石: 矿物组成基本与晶质芒硝矿石相同, 粘土物质含量较高, Na₂SO₄含量一般比较低。有时在淤泥质亚粘土间夹钙芒硝晶体。

(4) 白钠镁矾矿石: 无色或乳白色, 半透明。矿物组成以白钠镁矾为主, 其次为钙芒硝、含水芒硝、无水芒硝、粘土物质。在空气中不易氧化脱水。一般呈薄层状或透镜体夹于晶质芒硝中。此类矿石Na₂SO₄含量中等。

(5) 次生芒硝矿石: 为钙芒硝的次生风化产物, 呈皮壳状覆盖在钙芒硝矿体之上。矿石矿物以含水芒硝为主, 含少量无水芒硝和钙芒硝, 脉石矿物以粘土质为主, 并含石膏

和碎屑物等。 Na_2SO_4 含量大约10~30%。

(6) 岩盐芒硝共生矿石：灰、灰黑色或浅黄色。矿物组成以岩盐、钙芒硝或岩盐、含水芒硝为主，呈粒状共生。有时含天然碱较多。矿物颗粒分布不均匀，并掺杂有泥质物等。此类矿石综合利用价值较大。

(7) 液相芒硝（亦名卤水）：棕黄色。可分表层卤水、晶间卤水和承压卤水等。 Na_2SO_4 含量高低不一，常含 NaCl 、 MgSO_4 和 CaSO_4 等。此类矿石有综合利用价值。

2. 芒硝矿石加工方法

(1) 滩田法：冬季冻硝，获得含水芒硝结晶，夏季利用自然气温脱水而得硫酸钠。亦称天然脱水法。

(2) 真空蒸发法：含水芒硝矿石经熔化—蒸发结晶—分离—干燥而得成品硫酸钠。

(3) 平锅蒸发法：含水芒硝矿石经溶解—沉降分离—蒸发—干燥而得成品硫酸钠。

(4) 火塔法：含水芒硝矿石经溶解—火塔蒸发—分离而得成品硫酸钠。

(5) 水浸法：钙芒硝矿石经粉碎—球磨—浸取—过滤—精制—蒸发—分离—干燥而得成品硫酸钠。

(6) 燃烧法：元明粉（即含 $\text{Na}_2\text{SO}_4 \geq 99\%$ 的芒硝）与煤粉混合后经燃烧—冷却—水浸—分离而得 Na_2S 溶液，也可再经蒸发即得固体硫化钠。

11.2.20.4 芒硝矿床工业指标

1. 芒硝矿床一般参考工业指标

钙芒硝、晶间卤水和伴生芒硝矿床，目前尚无一般参考工业指标。现代盐湖沉积芒硝矿床（含水芒硝及无水芒硝）的一般参考工业指标是：

(1) 边界品位： Na_2SO_4 含量60%。

(2) 矿石品级：

I级品： Na_2SO_4 （干基）含量>90%；

II级品： Na_2SO_4 （干基）含量>80%；

III级品： Na_2SO_4 （干基）含量>70%。

对矿石所含 NaCl 、 CaSO_4 、 MgSO_4 、 Fe_2O_3 及水不溶物，应查明其品位变化和分布情况，以便分离和综合利用。

2. 芒硝矿床工业指标实例

芒硝矿床工业指标实例，见表1-11-248。

3. 伴生芒硝矿床参考指标

伴生芒硝矿床参考指标尚无统一规定，阿陋井岩盐矿伴生的芒硝，产于岩盐顶部，其工业指标是：

边界品位： Na_2SO_4 含量7%；

工业品位： Na_2SO_4 含量10%；

可采厚度：5m；

夹石剔除厚度：2m。

芒硝矿床工业指标实例表

表 1-11-248

矿 区 名 称	Na ₂ SO ₄ (%)		最小可 采厚度 (m)	夹石剔 除厚度 (m)	矿石品级 Na ₂ SO ₄ (%)			矿 石 类 型
	边界品位	工业品位			I	II	III	
七 角 井	60		0.2	0.05	>90	>80	>70	含水芒硝、岩盐
			0.1					无水芒硝
		50g/l						晶间卤水
达 布 斯	≥20	平均≥28	>0.3					含水芒硝
恩 诺 尔	2	平均2.5						表层卤水
盐 海 子	>15	>20		0.5				含水芒硝
新 津	>10	>15	0.5		≥35	≥25	≥15	钙 芒 硝
		12波美度			16波美度			承压卤水
互 助	15	20	2.0	1.5	≥30	≥20		钙 芒 硝
	10	15	1.0	1.0				次生芒硝

注：1.七角井矿床Na₂SO₄含量以干基计算，晶间卤水中的NaCl工业品位是100g/l；芒硝各品级对有害组份的要求，见表1-11-249。

2.达布斯恩诺尔矿床指标还有：剥采比1:15，NaCl≤3%，水不溶物平均≤22%，自定水不溶物边界≤36%。表中卤水指标未经工业部门批准。

3.盐海子矿床的品位指标还可以Na₂SO₄+Na₂CO₃+NaHCO₃+NaCl之总和来代替，则边界品位>25%，最低工业品位>30%。

4.新津矿对夹石剔除厚度未作要求，是因为勘探取样时已将夹石全部剔除。

5.互助矿的分采厚度定为4m。

6.波美度——为密度的另一表示形式，对于比水重的液体，其换算公式为：

$$\text{密度} = \frac{145}{145 - \text{Be}'} \quad \text{Be}' = \frac{145(\text{密度} - 1)}{\text{密度}}$$

式中 Be'——美制标准波美度；

145——换算系数。

七角井矿芒硝各品级对有害组份的要求

表 1-11-249

矿石品级	有 害 组 份 允 许 含 量 (<,%)					备 注
	NaCl	CaSO ₄	MgSO ₄	Fe ₂ O ₃	水不溶物	
I	1	1	1	0.05	1	各组分含量 以干基计算 总水分应加 以分析
II	4	3	2	1	10	
III	20	5	2	1	20	

11.2.20.5 芒硝矿产品质量要求

(1) 工业硫酸钠的主要质量要求见表1-11-250。

(2) 元明粉的一般质量要求见表1-11-251。

(3) 运城矿芒硝产品的一般质量要求见表1-11-252。

(4) 作玻璃配料用的无水硫酸钠质量要求见表1-11-253。

(5) 格劳柏盐(医学上使用的高纯度加水硫酸钠)的一般质量要求见表1-11-254。

工业硫酸钠的主要质量要求表(HGI—520—67)

表1-11-250

级 别	Na_2SO_4 (%) $\geq$	有害杂质允许含量(%) $\leq$				pH值
		$\text{CaSO}_4 + \text{MgSO}_4$	NaCl	水不溶物	Fe	
特 级	99	0.02	0.05	0.02	0.002	6~8
一 级	98	1.20	0.70	0.10	0.005	6~8
二 级	95	2.30	1.50	0.70	0.03	
三 级	92	2.50	1.80	1.00	—	
四 级	87	3.50	2.00	3.00	—	

元明粉的一般质量要求表

表1-11-251

项 目	Na_2SO_4 含量(%) $\geq$	有害杂质允许含量(%) $\leq$				色 泽	细度(%) $\geq$	pH值
		H_2O	水不溶物	NaCl	Fe			
国内要求	99	1.00	0.05	0.15	0.002	白	80	6~8
出口要求	99	0.50	$\text{Ca} + \text{Mg} \leq 0.1$	—	0.002	白	80	6~8

注: 细度一项系指通过100网目筛。

运城矿芒硝产品的一般质量要求表

表1-11-252

产品名称	Na_2SO_4 含量(%) $\geq$	有害杂质($\text{Ca} + \text{Mg}$ 总量)允许值(%) $<$	备 注
八五硝	85	0.7	
九五硝	95	0.4	
九七硝	97	0.3	亦名裁体硝
九九硝	99	0.15	亦名元明粉

玻璃配料用无水硫酸钠的一般质量要求表

表1-11-253

Na_2SO_4 含量(%) $\geq$	有害杂质允许含量(%) $<$			
	NaCl	CaSO_4	Fe_2O_3	水不溶物
94	1.2	1.5	0.2	3

格劳柏盐的一般质量要求表

表 1-11-254

Na ₂ SO ₄ ·10H ₂ O含量(%)≥	有害杂质允许含量(%)<					
	水不溶物	NaCl	Fe	钡盐	重金属(Pb)的氯化物	钙盐、钾盐、亚硫酸盐、硫代硫酸盐
99	0.005	0.1	0.0005	0.003	0.0005	0.03

注：格劳柏盐的其它要求还有：不含潮解水份；其水溶液应呈中性反应。

11.2.21 石墨矿

11.2.21.1 石墨的性质和用途

1. 石墨的物理和化学性质

石墨是碳的结晶矿物之一，具六方晶系或三方晶系的层状晶体结构。银灰色，条痕为黑色，有较强的金属光泽。硬度1~2，密度2.1~2.3g/cm³，熔点为3850±50℃，沸点为4250℃，薄层具挠性，有滑感，易污手，是热和电的良导体，有良好的耐高温、涂敷、润滑、可塑及不溶于酸、碱和有机溶剂等化学稳定性能。

2. 石墨的用途

石墨的用途较为广泛。在冶金工业上主要用于制造石墨坩埚，冶炼有色金属和特种钢。

在机械工业中石墨常被用作机械润滑剂。

在电气工业中石墨主要用做制造各种电碳制品件。

在化学工业中石墨是优良耐腐蚀材料。

在玻璃和造纸工业中石墨被用作磨光剂和防锈剂；在染料工业中是颜料、黑色复写纸、黑色印油及黑色油漆的主要原料；含碳95%以上、细度10μm以下的鳞片石墨，是制造高级铅笔的重要原料。

在原子能工业中石墨被用作原子反应堆中的减速剂和防射线材料；在国防工业中，石墨用作火箭、导弹的隔热和耐热材料。

11.2.21.2 石墨矿石类型和加工方法

1. 石墨矿石工业类型

石墨的工艺性质主要决定于它的结晶程度，不同结晶程度的石墨具有不同的用途。目前主要根据矿石中石墨的结晶程度，把石墨矿石分成两种工业类型。

1) 晶质(显晶质)石墨矿石

肉眼或显微镜下能见到石墨晶形，其晶体直径大于1μm。根据矿石构造又可分为鳞片状石墨和致密结晶状石墨两种。

(1) 鳞片状石墨矿石：主要由鳞片状石墨、长石、石英、透辉石、透闪石和云母等矿物组成。石墨晶体呈薄片状或叶片状。按石墨片的大小，分大鳞片和小鳞片(大于100目的称大鳞片，小于100目的称小鳞片)。鳞片石墨矿石的品位不高，特别是大鳞片石墨在矿石中含量更低，所以价值较贵。鳞片石墨矿石品位一般为3~5%，高者可达20%以上。可浮性好，需经选矿提纯才能利用(选矿后，精矿的含碳量可提高到80%以上)。其滑腻性、可塑性、耐温和导电性均比其它类型石墨优越，因此，它的工业价值最大。我国的南墅、柳毛等矿床均属此类。

(2) 緻密结晶状石墨矿石(又称块状石墨矿石)主要由緻密结晶石墨、斜长石、石英、透闪石和绿泥石组成。此类石墨结晶明显,晶体肉眼可见,排列杂乱无章,呈緻密结晶状构造,矿石石墨含量较高,一般为60~65%,有时高达80~90%,其可浮性、滑腻性、可塑性都比鳞片石墨差。这类矿石较少,以斯里兰卡最为典型,我国尚未发现。

2) 隐晶质石墨矿石(土状石墨矿石)

隐晶质石墨晶体较小,一般小于 $1\mu\text{m}$,只有在电子显微镜下才能见到晶形。矿石呈土状,无光泽,润滑性差,但品位较高,一般50~80%,少数高达90%以上,可浮性较差,浮选只起到初步富集作用,所以生产中采用浮选法不多。开采品位达不到工业要求时,需采用手选提高品位,品位太低者一般不开采。

这类矿石在石墨矿床中占有很大比重,世界总产量一半以上的石墨均来自该类型矿石。我国湖南、吉林等地均有开采。

2. 石墨矿石加工方法

鳞片石墨表面不易被水润湿,具有良好的可浮性,采用浮选法能得到质量较高的石墨精矿。

11.2.21.3 石墨矿床工业指标

1. 石墨矿床一般参考工业指标

我国石墨矿床工业指标中的品位指标,系以固定炭含量来衡量。以往石墨矿床的一般常用指标见表1-11-255。

目前我国石墨矿床一般参考工业指标见表1-11-256。

石墨矿床一般常用工业指标表

表1-11-255

矿石类型	含固定炭(%)			最小可采厚度(m)	夹石剔除厚度(m)
	边界品位	工业品位			
		贫矿	富矿		
显晶质石墨	2.5	3~5	≥5	1	1
隐晶质石墨	30	65~80	≥80	1	1

石墨矿床一般参考工业指标表

表1-11-256

矿石类型	石 墨 含 量 (%)				最低可采 厚度(m)	夹石剔除 厚度(m)
	正目	边界品位	正目	最低工业品位		
晶质石墨矿	60~40	2.5~3.5	0~20	9.5~8.5	露天开采: 中、小型2, 大型4	中小型1~2, 大型4
			20~40	8.5~7		
			40~60	7 ~5.5		
			60~80	5.5~4		
隐晶质石墨矿	—	55	—	65	地下开采: Ⅰ级品0.7, Ⅱ级品1.4	中、小型1~2, 大型2~3

注:1.正目系指+100目以上,含量高者,品位取低值;含量低者取高值。

2. I级品系指含炭量大于80%, II级品含炭量65~80%。

3.大、中、小型系指开采规模。

2. 石墨矿床工业指标实例

石墨矿床工业指标实例见表 1-11-257。

石墨矿床工业指标实例表

表 1-11-257

矿区名称		含固定炭(%)		最小可采 厚度(m)	夹石剔除 厚度(m)	备 注
		边界品位	工业品位			
南 壁	岳石矿区	≥ 2	≥ 3	1	矿化夹层2 非矿化夹层1	各指标抄录于 地质报告,按目 前技术经济来衡 量,该指标均存 在问题
石墨矿	刘家庄矿区	≥ 2.5	≥ 3	1	1	
北壁石墨矿皮家院矿区		≥ 2	≥ 2.5	1	1	
什报气石墨矿		≥ 2.5	≥ 3	2	2	
梅蓬石墨矿		≥ 2.5	≥ 3	1	2	
金溪峡山石墨矿		≥ 4	≥ 6	1	2	
宜昌三岔坪石墨矿		≥ 2.5	≥ 3	1	2	
柳毛石墨矿		≥ 3	≥ 5	2	2	
土 状	岱塘石墨矿		> 75			
石 墨	烟筒山石墨矿	> 56	> 63	露天开采0.4 地下开采0.5		

11.2.21.4 石墨矿产品质量要求

1. 鳞片(晶质)石墨的主要质量要求

根据国标GB3518—83规定,鳞片(晶质)石墨的主要质量要求见表 1-11-258至表 1-11-261。

2. 无定形(隐晶质)石墨的主要质量要求

根据国标GB3519—83规定,无定形(隐晶质)石墨的主要质量要求见表 1-11-262及表 1-11-263。

11.2.22 石膏、硬石膏矿

11.2.22.1 石膏、硬石膏的性质和用途

石膏、硬石膏的物理和化学性质

高纯石墨的主要质量要求表

表 1-11-258

固定炭含量不小于(%)	水分含量不大于(%)	主 要 用 途
99.99	0.2	膨胀石墨密封材料、填料 代替白金坩埚,用于化学试剂熔融
99.9		膨胀石墨密封材料 滑润剂基料

高碳石墨的主要质量要求表

表 1-11-259

固定炭含量不小于(%)	水分含量不大于(%)	主 要 用 途
99	0.5	填充料、滑润剂、基料、涂料
98		滑润剂、基料、涂料
97	0.5	滑润剂、基料 电刷原料
96		耐火材料、电碳制品 电池原料、铅笔原料
95		电碳制品
94		

中碳石墨的主要质量要求表

表 1-11-260

固定炭含量不小于(%)	水分含量不大于(%)	主 要 用 途
93	0.5	坩埚, 耐火材料, 染料
91		坩埚, 耐火材料, 铅笔原料, 电池原料
89		
87		坩埚, 耐火材料, 铸造涂料
85		耐火材料, 铸造涂料
80		

低碳石墨的主要质量要求表

表 1-11-261

固定炭含量不小于(%)	水分含量不大于(%)	主 要 用 途
75	2.0	铸 造 涂 料
70		
65		
60		
55		

无定形石墨的主要质量要求表

表 1-11-262

固定炭不小于(%)	挥发份不大于(%)	水分不大于(%)	溶于盐酸中铁不大于(%)	主 要 用 途	
92	2.8	2.0	0.7	铅笔、电池、 电碳焊条及石墨 轴承等配料	
90	3.0				
88	3.2				
85	3.4				
83	3.0	2.0	1.0	电池碳棒用原料	
80					
78					3.8
75					4.0
90	3.0		不检测	铸造涂料、耐 火材料染料等	
88	3.2				
85	3.4				
83	3.6				
80	3.6	2.0	不检测	铸造涂料	
78	4.0				
75	4.2				
70					
65					
60					
55	4.5				

无定形石墨粒的主要质量要求表

表 1-11-263

固定炭不小于(%)	挥发分不大于(%)	水分不大于(%)	主 要 用 途
85	3.4	1.5~2	炼钢增碳及耐火材 料, 碳砖电极糊原料
80	3.6		
78	4.0	1~2	电极糊原料
75	4.2		

石膏的主要成份是硫酸钙,按其含结晶水的多少分为石膏($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$)和无水石膏(CaSO_4)即硬石膏。

石膏为白色,晶体常为无色、透明,有时因含有各种杂质而呈灰、褐、肉红、灰黄、黑色等。硬度1.5~2,密度2.31~2.33g/cm³,性脆,在酸中溶解度比水中大,在加热煅烧过程中,具有在不同的煅烧温度下产生不同的煅烧产物的特殊性能。

硬石膏白色,混有杂质时则呈浅蓝、浅灰或浅绿色,硬度3~3.5,密度2.9~3.1g/cm³,较石膏不易溶于水。

石膏、硬石膏主要用于石膏建筑制品、水泥缓凝剂,其次用于土壤调节剂、肥料、农药、造纸、油漆、橡胶、塑料、纺织、食品、工艺美术品以及文教、医药等。在缺乏其它硫资源的情况下,石膏、硬石膏亦可用以制造硫酸和硫酸铵。

11.2.22.2 石膏、硬石膏矿石类型及品级

1. 石膏、硬石膏矿石类型

根据矿石的矿物组成和含量,石膏、硬石膏矿石(指 $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O} + \text{CaSO}_4 \geq 55\%$)的主要类型见表1-11-264。

2. 石膏的工业品级

石膏、硬石膏主要矿石类型表

表1-11-264

类		型	矿石的主要矿物成分		备 注
大 类		亚 类	膏 矿 物	杂质矿物	
石 膏 (石膏 $\geq$ 硬石膏)	石 膏 ($\frac{\text{石膏}}{\text{石膏}+\text{硬石膏}} \geq 75\%$)	纤维石膏	石 膏		石膏须经选矿获得
		巨—伟晶石膏	石 膏		石膏须经选矿获得或矿石不经选矿
		石 膏	石膏+硬石膏大于85%		
		泥质石膏(粘土质石膏)	石 膏	粘土矿物	
		碳酸盐质石膏	石 膏	碳酸盐	
	硬石膏—石膏 ($\frac{\text{石膏}}{\text{石膏}+\text{硬石膏}} < 75\% \sim \geq 50\%$)	硬石膏—石膏	石膏、硬石膏(石膏+硬石膏大于85%)		矿 石 不 经 选 矿
		泥质硬石膏—石膏 (粘土质硬石膏—石膏)	石膏、硬石膏	粘土矿物	
		碳酸盐质硬石膏—石膏	石膏、硬石膏	碳酸盐	
硬 石 膏 (石膏< 硬石膏)	石膏—硬石膏 ($\frac{\text{石膏}}{\text{石膏}+\text{硬石膏}} < 5\% \sim \geq 25\%$)	石膏—硬石膏	硬石膏、石膏(硬石膏+石膏大于85%)		
		泥质石膏—硬石膏(粘土质石膏—硬石膏)	硬石膏、石膏	粘土矿物	
		碳酸盐质石膏—硬石膏	硬石膏、石膏	碳酸盐	
		硬 石 膏	硬石膏+石膏 $\geq 85\%$		
		泥质硬石膏(粘土质硬石膏)	硬 石 膏	粘土矿物	
		碳酸盐质硬石膏	硬 石 膏	碳酸盐	

石膏的工业品级见表1-11-265。

11.2.22.3 石膏、硬石膏矿床工业指标

1. 石膏、硬石膏矿床一般参考工业指标

石膏、硬石膏矿床一般参考工业指标见表 1-11-266。

2. 石膏、硬石膏矿床工业指标实例

石膏工业品级表

表 1-11-265

品 级	矿 物 成 分 (%)		结晶水含量 (%)
	A 型	B 型	H_2O^+
	$CaSO_4 \cdot 2H_2O$	$CaSO_4 \cdot 2H_2O + CaSO_4$	
1	≥ 95		≥ 19.88
2	≥ 85		≥ 17.79
3	≥ 75		≥ 15.70
		≥ 75	≥ 13.35
4	≥ 65		≥ 13.60
		≥ 65	≥ 11.96
5	≥ 55		≥ 11.51
		≥ 55	≥ 10.56

石膏、硬石膏矿床一般参考工业指标表

表 1-11-266

矿床类型	最低工业品位 (%)	最 小 可 采 厚 度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
层状石膏、硬石膏矿床	$CaSO_4 \cdot 2H_2O + CaSO_4 \geq 55$	露天开采: 2 地下开采: 1	露天开采: 2 地下开采: 1
纤维石膏矿床	$CaSO_4 \cdot 2H_2O \geq 95$	纤维石膏线含矿率 $\geq 14\%$, 其中, 纤维石膏最小可采单层 (脉) 厚度 2cm, 采高 1.7m 以上	地下开采: 1
纤维石膏及层状石膏、硬石膏矿床	纤维石膏: $CaSO_4 \cdot 2H_2O \geq 95$ 层状石膏、硬石膏: $CaSO_4 \cdot 2H_2O + CaSO_4 \geq 55$	线含矿率: $\gamma_x + K\gamma_0 \geq 14\%$, 其中: 层状石膏、硬石膏可采单层厚度 $\geq 10cm$; 纤维石膏最小可采单层 (脉) 厚度 $\geq 2cm$; γ_x —纤维石膏线含矿率, %; γ_0 —层状石膏、硬石膏线含矿率, %; k —折合系数。 采高 1.7, 建议 K 值 0.2	同 上
松散层中的巨—伟晶石膏矿床	$CaSO_4 \cdot 2H_2O \geq 85$	露天开采: 2	露天开采: 2

我国石膏、硬石膏矿床工业指标实例见表 1-11-267。

11.2.22.4 石膏、硬石膏质量要求

石膏、硬石膏的一般质量要求见表 1-11-268。

石膏、硬石膏矿床工业指标实例表

表 1-11-267

矿区名称	矿石类型	品 位 (%)		最 低 可 采 厚 度 (m)				夹石剔除厚度 (m)	采高 (m)	青组间距 (m)
		边界品位	工业品位	单层 (m)	多 层					
					含矿率 (%)	纤青 (cm)	泥青 (cm)			
漫县伍家岭	晶体石膏			2	边 界 15 块度平均 25			4		
应城四分矿	纤青 石膏		≥ 55		14	3	5		1.7	≥ 6
荆门麻城铺	纤青 石膏 硬石膏		≥ 65 ≥ 70		14 (纤青) 60	3	10			
衡山白果	纤 青			13	14	3				
定 远	纤青 泥青	≥ 45	≥ 55	0.6	$1.7r_{\text{纤}} + r_{\text{泥}} = 30\%$ $r_{\text{纤}}$: 纤青含矿率 $r_{\text{泥}}$: 泥青含矿率	3	10	0.7	1.7	
灵 石	石 膏	≥ 45	≥ 65	1				2		
天 祝	石 膏		≥ 65	1				1		
峨边大为	石膏 硬石膏		≥ 65 ≥ 70	1				1		
大汶口北西通	石 膏	> 45	> 65	1				0.5		
伊盟杭锦旗	石 膏		> 65	0.7				0.2		
晋定太平堡	石 膏	> 45	> 65	1				1		
南 京	石膏 硬石膏	≥ 60 ≥ 55	≥ 65 ≥ 60	2				1		
邵 东	石膏 硬石膏	≥ 62 ≥ 65	≥ 65 ≥ 68	1.6				0.5		
乌 石 山	硬石膏	≥ 65		1				2		
龙 门 峡	石膏 硬石膏		≥ 65 ≥ 70	1				1		

石膏、硬石膏的一般质量要求

表 1-11-268

用途	石膏 $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ (%)	硬石膏 CaSO_4 (%)
水泥调凝剂、农用	含量 ≥ 65	含量 ≥ 55
石膏建筑制品	≥ 75	
模 型	≥ 85	
医用、食品	≥ 95	
硫 酸	含量 ≥ 85	含量 ≥ 85

11.2.23 云母矿

11.2.23.1 云母的性质和用途

1. 云母的物理和化学性质

云母是一组层状硅酸盐矿物的总称。形成工业矿床且开发利用最多的是白云母，其次是金云母。

白云母和金云母都有较高的绝缘强度、较低的电介质损耗和抗电弧、耐电晕等优良的介质性能；具有高的耐热性；抗压、抗拉和抗剪强度均较高；能沿 $\{001\}$ 底面劈分成极薄的薄片；有很好的弹性和柔韧性；具有便于冲、切、粘、卷等有利的加工性能。

云母具有稳定的化学性能。碱对白云母和金云母均不起作用；抗酸能力较强。云母的吸湿性及吸水性亦低。

2. 云母的用途

片状云母主要用于电气、电子和光学工业作为绝缘和支撑元件，其次用在隔热上如作冶炼炉的炉窗、护目镜，还有用作高压蒸汽锅炉的观察水位表窗、氧气呼吸器隔膜等。近年来，云母新的用途也正在开辟，例如作氦氖激光器和检测仪表，计算机磁头中的隔板等等。

碎云母主要用于磨制云母粉，制造云母纸、耐热云母板及建筑材料等。

云母粉可制做电子工业应用的云母玻璃和云母陶瓷，还可做油漆、橡胶、塑料、水泥等的填料，以及电焊条、消防器材、建筑材料等。

锂云母是制取锂的原料。

黑云母粉可做干性润滑剂，质量好的黑云母片可用在光学仪器中。

11.2.23.2 云母的主要矿物及其特征

自然界出现的云母种类较多，云母的主要矿物及其特征详见表1-11-269。

11.2.23.3 云母矿石加工方法

云母矿石的加工方法包括云母矿石的选矿和云母加工。

云母矿石的选矿是为了富集生料云母。我国采用的选矿方法有手选和形状选。国外对于晶体轮廓面积小于 4 cm^2 的细碎云母采用浮选法进行分选。

需要注意的是，工业上主要是直接利用云母自然晶体加工成所需产品，没有缺陷的云母晶体愈大，其经济效益愈高，所以在选矿过程中要求尽可能保护云母自然晶体不受破坏。

将选矿后获得的生料云母进行初步加工即成为工业原料云母。然后将工业原料云母再经过劈分、加工成各类云母产品。

11.2.23.4 云母矿床工业指标

目前，我国进行勘探的矿床仅限于白云母矿床，因此只能提供有关白云母矿床的工业指标资料。

1. 白云母矿床一般参考工业指标

白云母矿床一般参考工业指标见表1-11-270。

云母主要矿物及其特征表

表 1-11-269

矿物名称	化学分子式	晶形	颜色	硬度	密度(g/cm ³)
白云母	$K\{Al_2[AlSi_3O_{10}](OH)_2\}$	假六方形或菱形的片状、板状	无色、浅黄、灰、浅绿、棕褐等色	2~3	2.76~3.10
絹云母	$K\{Al_2[AlSi_3O_{10}](OH)_2\}$	细鳞片状	灰、浅黄或浅绿色		
铁锂白云母	$K_2(Fe^{2+}Mg)(Fe^{3+}Al)_3(OH)_4Si_7AlO_{20}$	假六方形的片状或板状	浅绿至绿色	2~3	2.88~3.15
金云母	$K((Mg > \frac{1}{3}Fe < \frac{1}{3}))_3[AlSi_3O_{10}](OH,F)_2\}$	假六方形的板状、短柱状	各种色调的浅黄棕、绿色等	2~3	2.7~2.85
黑云母	$K((Mg > \frac{1}{3}F > \frac{1}{3}))_3[AlSi_3O_{10}](CH)_2\}$	假六方形或锥形短柱状	黑色、深褐色、有时带浅绿色等	2~3	3.02~3.12
锂云母	$K\{Li_{2-x}Al_{1+x}[Al_2Si_{4-2x}O_{10}]F_2\}$	集合体成片状或鳞片状	玫瑰色、淡紫色、有时为白色、桃红色	2~3	2.8~2.9
铁锂云母	$K\{LiFeAl[AlSi_3O_{10}]F_2\}$	假六方板形，集合体成鳞片状	褐色或暗绿色	2~3	2.9~3.2

白云母矿床一般参考工业指标表

表 1-11-270

工业原料云母含矿率		开采技术条件		备 注
边界含矿率 (kg/m ³)	最低平均含矿率 (kg/m ³)	最低可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	
1	4	1	≥0.5	当含矿率高而矿体薄时，可按米百分比计算，若米百分含矿率符合要求，则应视为矿体

2. 白云母矿床工业指标实例

白云母矿床工业指标实例见表 1-11-271。

白云母矿床工业指标实例表

表 1-11-271

矿区名称	工业原料云母平均含矿率 (kg/m ³)	工业原料云母边界含矿率 (kg/m ³)	最低可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)
阿勒泰云母矿	6	1.5	1	1
丹巴云母矿	4	1	1	1

 注：平均含矿率 1~4 kg/m³，其储量列为暂不利用储量，可采厚度不及 1 m 者，以米百分含矿率计。

11.2.23.5 云母的质量要求

1. 工业原料云母的主要质量要求

工业原料云母是矿山的生料云母经清除脉石及共生矿物后, 晶体有效面大于 4 cm^2 的云母。

根据部标JC49—82规定, 工业原料云母质量标准如下。

1) 分类

工业原料云母按其云母晶体任一面之有效面积最大一块的内接矩形分为5类, 详见表1-11-272。

2) 厚度

云母晶体最小厚度为 0.1 mm 以下者另行包装和处理; 楔形云母晶体最厚边的厚度不得越过 10 mm ; 板状云母晶体厚度不限。

3) 分级

工业原料云母按斑点所占有效面积的比例分为甲、乙两级, 见表1-11-273。

4) 技术要求

工业原料云母片的技术要求详见表1-11-274。

2. 厚片云母的主要质量要求

厚片云母是工业原料云母经劈分和切制后具有一定厚度和任意外形的云母片。厚片云

工业原料云母类别表

表 1-11-272

类 别	任一面之最大 一块有效面积 (cm^2)	最大轮廓面积 (cm^2)	各类中另一 面有效面积 (cm^2)	备 注
特 类	≥ 65	≥ 420	≥ 4	分类以有效面积为主, 有效面积未达表中规定者应降 到该面积所属类别, 最大轮廓 面积超过表中规定者, 按 有效面积降一类, 内接矩形 的边长比为 $1:1\sim 1:5$
一 类	≥ 40	< 420	≥ 4	
二 类	≥ 20	< 240	≥ 4	
三 类	≥ 10	< 120	≥ 4	
四 类	≥ 4	< 60	≥ 4	

工业原料云母级别表

表 1-11-273

级别名称	斑点占有有效面积 (%)	备 注
甲 级	≤ 25	甲级内允许含乙级的量按片数计不得 超过20%
乙 级	> 25	

工业原料云母技术要求表

表 1-11-274

在 有 效 面 积 内	在 云 母 晶 体 内
不允许有裂缝、穿孔、沙眼、粘结, 严重皱纹、嵌填 物、连生物和羽毛状梗子层; 不允许有失去弹性和挠曲 性能的严重风化和水锈的云母	不允许有易于脱落的云母存在, 边缘上的非云母矿物 沿径向不得超过 4 mm ; 凹入角内的非云母矿物, 其深 度不得超过 7 mm ; 不允许有凸出于云母晶体表面的非 云母矿物

母再进一步加工可生产出电子管云母零件、电容器片、薄片以及各种规格片，其下脚料可制云母粉。

根据国家颁“建标50-61”规定，厚片云母的质量标准如下（仅“分号”参照现行情况增加了“8号片”），

1) 分号

按片内最大内接矩形面积分为9种型号，见表1-11-275。

2) 厚度

厚片云母的厚度为0.1~2 mm。

3) 质量条件

(1) 各品级厚片云母的外观质量条件见表1-11-276。

厚片云母型号表

表1-11-275

型 号	有效面积 (cm ²)	型 号	有效面积 (cm ²)
特 号	>230	5 号	20~40
1 号	155~230	6 号	10~20
2 号	90~155	7 号	6~10
3 号	65~90	8 号	4~6
4 号	40~65		

厚片云母外观质量条件表

表1-11-276

品 级	外 观 质 量
特 级	(1) 表面呈珍珠光泽、透明、颜色一致，两面光滑； (2) 质地坚硬、平整、允许带波纹，不允许有重波、皱纹、交叉纹络和细结； (3) 无任何斑点； (4) 无贯穿杂质、粘结、连生物、嵌填物； (5) 必须修切全部边缘的三分之二以上。允许小于直径四分之一的裂缝和凹入角存在，但不得超过两处。在裂缝长度内允许穿孔存在，裂缝不允许伸入型号面积之内
甲 级	(1) 质地坚硬、光滑、透明、无皱纹和凹凸不平，允许有轻微的波纹； (2) 斑点不得超过云母片面积的5%； (3) 与特级之(4)(5)两项相同
乙 级	(1) 两面光滑，允许有波纹和轻微的皱纹； (2) 斑点不得超过云母片面积的25%，斑点占面积的25~50%者，不得超过该号总质量的10%； (3) 与特级之(4)(5)两项相同
丙 级	(1) 允许有波纹和皱纹； (2) 磁铁矿斑点面积要求小于该号面积的50%，其它斑点不限； (3) 与特级之(4)(5)两项相同

(2) 电气性能要求: 特级和甲级厚片云母在温度为 $20 \pm 5^\circ\text{C}$ 下和经清洁处理后, 其电气性能应符合表 1-11-277。

乙级厚片云母击穿电压不得低于表 1-11-278 规定。

对具磁铁矿斑点之乙级云母片, 要求其耐火花电压: 在电极间距离为 10 mm, 施加不低于 6 kV 电压并保持一分钟, 不应发生火花。

3. 薄片云母的主要质量要求

薄片云母是由乙级厚片云母经剥分和裁制后具有一定厚度和任意外形的云母产品。

薄片云母的质量部颁要求, 见表 1-11-279 及表 1-11-280。

特级和甲级厚片云母电气性能表

表 1-11-277

比体积电阻 ($\Omega \cdot \text{cm}$)	表面电阻 (Ω)	介质强度(kV/mm) (片厚 $25 \pm 5 \mu\text{m}$)	介质损耗(介质损耗角正切值) ($f = 10^6 \text{Hz}$)	介质常数
6×10^{15}	1×10^{14}	> 160	$1 \sim 3 \times 10^{-4}$	> 6

乙级云母击穿电压表

表 1-11-278

厚 度 (μm)	击 穿 电 压 (kV)			
	白 云 母		金 云 母	
	平 均	最 低	平 均	最 低
15 ± 5	2.2	1.4	1.8	1.0
25 ± 5	4.0	1.9	3.2	1.7

薄云母片规格要求表

表 1-11-279

型 号	3	4	$4\frac{1}{2}$	5	$5\frac{1}{2}$	6	$6\frac{1}{2}$	7	8
面积(cm^2)	> 65	50~65	40~50	30~40	20~30	15~20	10~15	6~10	4~6

薄片云母主要质量要求表

表 1-11-280

级 别	型 号 名 称	斑点占云母 纯面积的(%)	表 面 特 征
甲 级	3°, 4°, $4\frac{1}{2}$ °, 5°, $5\frac{1}{2}$ °, 6°, $6\frac{1}{2}$ °, 7°	10	平坦、微波纹
乙 级	3°, 4°, $4\frac{1}{2}$ °, 5°, $5\frac{1}{2}$ °, 6°, $6\frac{1}{2}$ °, 7°	25	平坦、微波纹 波纹、微皱纹
丙 级	3°, 4°, $4\frac{1}{2}$ °, 5°, $5\frac{1}{2}$ °, 6°, $6\frac{1}{2}$ °, 7°	50	平坦、微波纹 波纹、微皱纹

4. 电子管云母投料片主要质量要求

电子管云母投料片是由优质工业原料云母分割、裁制而成的具有一定厚度和任意形状的云母片，其有效面积按不同直径的圆形划分。

电子管云母片规格要求见表1-11-281。

电子管云母投料片外观质量要求：表面应平整、光滑、透明；有效面积内不应有以下缺陷：任何斑点、裂缝与穿孔、矿物夹杂物、层皮、鳞片、折曲、凹凸不平、显著波纹、划痕、伤疤、分层、连续气泡。

投料片再经冲制加工可成电子管云母零件。

5. 云母粉主要质量要求

云母粉是由工业原料云母加工成厚片、电子管投料片、薄片及各种规格片之后所剩余的下脚料经粉磨之后加工而成的。近年来亦大量使用小于最小有效使用面积的云母碎屑，乃至某些矿石选矿的副产品，经粉磨后而成的。

云母粉主要用于绝缘、电焊条、塑料填充、沥青纸、橡胶制品和建筑制砖的云母粉的一般参考质量要求，见表1-11-282。

电子管云母片规格要求表

表 1-11-281

项 目	种 类								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
有效面积内的零件直径 (mm)	18	20	25	30	50	70	80	100	119
厚度(mm)	>0.2	>0.2	>0.25	>0.25	>0.30	>0.30	>0.30	>0.30	>0.3

云母粉的一般质量要求表

表 1-11-282

粒度(目)	化 学 成 分 (%)							水 分 (%)
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	Fe ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	F	
<10	≤47.6	≤31	≤0.4	≤1.88	≤1.0	≤0.62	≤0.86	15~18

11.2.24 石棉矿

11.2.24.1 石棉的性质和用途

1. 石棉的物理和化学性质

石棉是一种具有纤维结构、可以劈分成极细而又柔韧的纤维状矿物的总称。按其矿物成份和化学成份不同，可分为蛇纹石石棉（或称温石棉）和角闪石石棉两大类，其物理和化学性质见表1-11-283。

2. 石棉的用途

由于石棉具有优良物理和化学性能，所以在现代工业中被广泛的应用。目前，石棉制

品已达3000种,为二十多个工业部门所应用。石棉制品一般可分七大类,见表1-11-284。

石棉物理化学性质表

表1-11-283

项 目		蛇纹石石棉类	角闪石石棉类
物理性质	颜色	一般较浅,为浅绿、淡黄或灰白	较深
	密度	较小(2.4~2.6)	较大(3.1~3.2)
	机械强度(g/cm ²)	较高,纺织性好	较低,纺织性差
	电绝缘性	较好(因含铁量低)	较差(因含铁量高)
	熔点(℃)	高(1550)	低(最高为13000)
化学性质	Mg的含量	高(高于角闪石石棉类4倍)	低
	Na的含量	低	高
	Fe的含量	低	高(高于蛇纹石石棉10倍)
	结晶水	含量多(大于10%)	含量少(小于4%)
	结晶构造	为层状硅酸盐	为链状硅酸盐
	耐酸性	较差(因含铁高)	耐酸性能好
	耐碱性	较好	较好
	吸附放射性物质	不能	能吸附(蓝石棉)

石棉制品及用途表

表1-11-284

序号	类 别	制 品 名 称	所 用 石 棉		主 要 用 途
			种 类	等 级	
I	石棉水泥制品	石棉水泥管、瓦、板	温石棉	3~6	建筑、电工材料
II	石棉纺织品	石棉纱、线、绳、布	温石棉	1~3	传动、制动、盘根、电解槽布
		石棉手套、鞋、罩衣、帽罩	温石棉	块 1~3	
		蓝(青)石棉盘根、布	蓝(青)石棉	长纤维	耐酸碱、防腐材料
III	石棉保温绝热制品	各种石棉绳、盘根、石棉泥等	温石棉 铁石棉	2~7	保温绝热材料、绝热材料、热密封材料
IV	石棉传动、制动制品	橡胶、塑料石棉制动带、离合器片	温石棉	块 1~3	汽车、拖拉机、飞机等传动、制动材料
V	石棉电工材料制品	石棉水泥防弧罩、石棉带	温石棉	3~5	电工材料
VI	石棉沥青制品	石棉沥青毡、毡、漆等	温石棉	5~7	建筑、公路、绝缘、防腐材料
VII	石棉的新用途	石棉陶瓷纤维复合材料、石棉石墨复合材料、石棉金属复合材料、石棉尼龙复合材料	温石棉		火箭、卫星、导弹等的耐热、绝热材料

11.2.24.2 石棉的主要矿物及其特征

蛇纹石石棉主要成份为含水的镁硅酸盐组成,而角闪石类石棉是由钠、铁、钙等成份组成的复杂含水硅酸盐,与蛇纹石石棉的不同点在于钠、铁的含量较高,铝的含量相对较低,结晶水少。石棉的主要矿物及其特征见表 1-11-285。

石棉的主要矿物及其特征表

表 1-11-285

矿物名称	化学分子式	颜色	硬度	密度 (g/cm ³)	主要化学成份(%)				
					SiO ₂	MgO	H ₂ O ⁺	Fe ₂ O ₃	FeO
蛇纹石石棉 (即温石棉)	Mg ₃ (Si ₄ O ₁₀)(OH) ₂	白、淡绿	2~3	2.4~2.5	32.67	37.78	18.69	0.05	0.04
					42.10	41.99	12.99	1.30	0.24
蓝石棉 (即青石棉)	H ₂ Na ₂ Fe ₂ ²⁺ Fe ₂ ³⁺ Si ₁₇ O ₅₁	淡紫蓝	4	3.2~3.3	50.66	1.37	2.50	18.64	17.05
					51.49	2.28	2.62	22.64	19.39
铁石棉	H ₄ Mg ₅ Fe ₁₈ ²⁺ Fe ₂ ³⁺ Al ₂ Si ₁₅ O ₄₄	浅灰、褐	5.5~6.0	2.7	47.04	3.96	1.05	2.43	26.10
					50.24	5.89	3.00	7.80	36.60
角闪石石棉	H ₂ Mg ₇ Si ₈ O ₂₁	蓝绿	5.5~6.0	3.02	51.00	16.00	2.30	0.50	6.00
					59.00	31.00	2.60	1.20	25.00

11.2.24.3 石棉纤维的棉脉类型和加工方法

1. 石棉纤维的棉脉类型

根据石棉纤维与脉壁间的关系,以及石棉脉在围岩中产出的形态,石棉脉可以分为横纤维、纵纤维及块状(或斜)纤维脉三种类型。

1) 横纤维石棉脉

石棉纤维的生长方向与脉壁垂直,与纵纤维比较,其纤维长度一般较短。按棉脉在围岩中产出的特征又分为:

(1) 单式石棉脉

以单一的石棉脉出现,棉脉比较平直,两侧都是蛇纹岩或蛇纹石化碳酸盐岩。

(2) 复式石棉脉

由数条彼此大致平行的石棉脉组成一组脉系个别棉脉沿走向有分枝复合。

(3) 网状石棉脉

这种棉脉类型主要产在与超基性岩有关的石棉矿床中。是由两组以上的石棉脉纵、横交错排列构成网格;按组成网格棉脉的间距大小,可分为大网状与小网状石棉脉两种。

(4) 环状石棉脉

多产于碳酸盐岩有关的石棉矿床中,石棉脉围绕原岩中的燧石结核和小透镜状、团块状的蛇纹石的边缘生长,石棉脉呈环状。

(5) 细脉型石棉脉

石棉脉呈雁行状, 微细平行脉状、楔状、星点状分布。

2) 纵纤维石棉脉

石棉纤维的生长方向与脉壁近于平行, 呈较长的纤维束状。根据石棉矿床含棉裂隙的性质和石棉的产出形态, 可分为:

(1) 节理石棉脉

石棉产于剪切节理中, 含棉裂隙壁上常具有明显的错动擦痕。分稀、密网状脉两种。

(2) 叶理石棉脉

多产于构造滑动裂隙的强烈叶理化带中, 叶理多成网状。

(3) 构造石棉脉

石棉主要赋存于构造挤压带中或构造角砾岩周围。

3) 块状纤维石棉

石棉纤维的分布无一定的方向性, 或者呈放射状集合体。一般石棉纤维较短。角闪石石棉类矿床中, 此种类型较多。

上述各种类型石棉脉, 并不是单独存在, 而在同一矿床中往往是数种棉脉类型的组合, 但是往往以某一种棉脉类型为主。

2. 石棉矿石加工方法

石棉选矿工艺流程的制定取决于许多因素, 诸如矿石的性质(矿石含棉类型、纤维含量、纤维的等级分布、纤维结构、围岩的硬度、矿石粒度组成、矿石湿度及含泥量)、设备的性能、用户对产品的质量要求及矿山的生产规模等。

不同的石棉选矿厂, 工艺流程不相同, 甚至差别很大。实践证明没有一个可以适用于所有石棉矿床的标准选矿流程。但是, 各种不同的工艺流程都应遵循对石棉选矿的共同要求: 保持石棉纤维的天然长度和机械强度; 最大限度地从矿石中回收石棉纤维; 尽可能除去石棉纤维中混入的砂、尘和其它杂质; 按照纤维的长度合理地进行分级。

11.2.24.4 石棉矿床工业指标

1. 石棉矿床一般参考工业指标

蛇纹石石棉矿床一般参考工业指标见表 1-11-286。

蛇纹石石棉矿床一般参考工业指标表

表 1-11-286

	品 级	边界品位 (%)	工业品位 (%)	可采厚度 (m)	夹石剔除厚度 (m)	备 注
超基性岩型	AA—Ⅰ级	>0.4	>1			品位即含棉率
	其中AA—Ⅴ级>总含棉率25%时	0.3	0.5	1	1	
碳酸盐型	其中AA—Ⅱ级>总含棉率25%时	0.2	0.4	0.5	0.5	

蛇纹石石棉纤维长度分级见表 1-11-287。

2. 石棉矿床工业指标实例

蛇纹石石棉矿床工业指标实例见表 1-11-288。

蛇纹石石棉纤维长度分级表

表 1-11-287

品 级	筛 号	筛孔直径(mm)	纤维平均长度(mm)	备 注
AA(特)级	手 选		>18	该分级系地质分级为 矿床评价用
I 级	4	8	16	
II 级	6	6.3	12	
III 级	8	4	9	
IV 级	12	2.8	5.5	
V 级	20	1.6	2.5	
VI 级	60	0.5	1	
VII 级	80	0.25	0.7	

蛇纹石石棉矿床工业指标实例表

表 1-11-288

矿 床 名 称	矿 床 类 型	边 界 品 位 (边界含棉率) (%)	最低工业品位 (最低工业含棉率) (%)	可 采 厚 度 (m)	夹层剔除厚度 (m)
四川石棉矿	超基性 岩 型	特级~I级>25%时, 为0.2 特级~V级>25%时, 为0.3 特级~VII级为0.4	特级~I级>25%时,为 0.4~0.5 特级~V级>25%时, 为0.5~1.0 特级~VII级为1.0	1 (品位高,厚度小于1 m,按米百分数计算)	1
茫崖石棉矿		特级~VII级为0.4	特级~VII级为1.0	2 (品位高时,厚度小于 2m的按米百分数计算)	1
金州石棉矿	碳酸盐 岩 型	特级~VII级为0.5	特级~VII级为1.0	0.5 (品位高时,厚度小于 0.5m的按米百分数计算)	1

11.2.24.5 石棉矿产品质量要求

根据建标54-61规定,温石棉的主要质量要求于下。

石棉成品中不准有木屑、纸屑、金属块等杂物。

石棉成品的吸着水分不应大于3%,如大于3%时不算废品,在验收时扣除其超额水分。

手选石棉应符合表 1-11-289 的规定。

机选石棉的筛分分析结果,应符合表 1-11-290 的规定。

手选石棉规格表

表 1-11-289

级 别	牌 号	纤维长度 (不小于) (mm)	主体纤维 (%)	含 石 量 (%)
特 1 级	特—1	100	60	2
特 2 级	特—2	50	60	2.5
手选 1 级	手—1	18		7
手选 2 级	手—2	12		10
手选 3 级	手—3	6		20

11.2.25 金 刚 石 矿

11.2.25.1 金刚石的性质和用途

1. 金刚石的物理和化学性质

金刚石是碳的结晶体。质纯的金刚石为无色透明，含铬呈天蓝色，含铝呈黄色，还有的呈褐色，烟灰色等，其它颜色少见。具强的金刚光泽，硬度10，是自然界中最硬的矿物。密度在 $3.47 \sim 3.56 \text{g/cm}^3$ 之间，一般为 3.52g/cm^3 。电阻率很大，为 $5 \times 10^{14} \Omega \cdot \text{cm}$ ，具有良好的绝缘性，但Ⅱ_b型金刚石电阻率较低，具良好半导体性质。有良好的导热性，特别是Ⅱ_a型金刚石，导热性很好。金刚石在白光作用下，特别是在阴极射线、紫外线和x射线作用下，发出不同颜色的荧光。受日光曝晒的金刚石，在暗室里可以发出天蓝色的荧光。

金刚石的化学性质非常稳定，难溶于酸和碱，仅溶于硝酸钠、硝酸钾及碳酸钠的熔融体中。

2. 金刚石的用途

人们很早就把光彩夺目的金刚石作为一种宝贵的装饰品。金刚石在工业上主要用于切削和加工工具的材料，以及拉丝模、硬度计压头、地质钻头等。Ⅱ_a型金刚石用于固体微波器件和激光器件的散热片材料。Ⅱ_b型金刚石用于半导体材料，以及整流器和电阻温度计等。因此，金刚石广泛用于地质勘探、矿山开采、石油、冶金、煤炭、机械、电气、光学仪器、玻璃陶瓷、电子工业和空间技术等工业部门。

11.2.25.2 金刚石矿石类型和加工方法

1. 金刚石矿石类型

原生金刚石的母岩为金伯利岩。金伯利岩（矿石）一般根据其矿物成份、结构、构造的特点，分为块状金伯利岩、金伯利角砾岩和金伯利凝灰岩等，详见表 1-11-291。

2. 金刚石矿石加工方法

金刚石选矿是对金刚石矿石进行机械加工或化学处理，从矿石中选出单体金刚石。

金刚石选矿方法是根据金刚石的物理化学性质、坚硬耐磨、密度较大、疏水亲油性、导电性、在x射线激发下发光性、化学稳定性，以及要求选出的金刚石产品，必须尽可能

机选石棉的筛分分析结果表

表 1-11-290

纤维结构	等 级	牌 号	筛 余 量 (%)			第四层 (满底) (%)	砂粒粉尘含量 (%)	
			第一层 (12.7)	第二层 (4.8)	第三层 (1.35)		总 计	其中砂粒
			不 小 于				不 大 于	
硬 结 构	特	硬—特—80	80	10	8.4	16		
	特	硬—特—55	55	30	13	2		
	1	硬—1—50	50	26	21	3		
	1	硬—1—38	38	34	24	4		
	2	硬—2—20	20	47	28	5		
	3	硬—3—40		40	48	12	2	0.5
	4	硬—4—20		20	50	30	5	0.5
半 硬 结 构	2	(半)—2—30	30	50	15	5		
	2	(半)—2—15	15	60	19	6		
	2	半—2—30	30	53	13	4		
	2	半—2—15	15	65	15	5		
	3	半—3—70		70	20	10	3	0.5
	3	半—3—60		60	30	10	3	0.5
	3	半—3—50		50	35	15	3	0.5
	4	半—4—35		35	45	20	4.5	0.5
	4	半—4—20		20	58	22	5	0.5
	4	半—4—5		5	70	25	5.5	0.5
	5	半—5—65			65	35	13	1.5
	5	半—5—50			50	50	14	1.5
	6	半—6—40			40	60	21	2
软 结 构	3	软—3—55		55	33	12	3	0.5
	4	软—4—10		10	65	25	5	0.5
	4	软—4—5		5	70	25	5.5	0.5
	5	软—5—60			60	40	12	1.5
	6	软—6—40			40	60	19.5	2
	6	软—6—30			30	70	21	2
	6	(软)—6—30			30	70	24	2
	6	(软)—6—20			20	80	27	2

注：1. (半) 是介于硬结构棉与半硬结构棉之间的产品；

2. (软) 为降尘室中的软结构棉；

3. 各主要筛余量超过时，允许下层筛余量适当减少，但二层之和不得少于表 1-11-293 规定的数字；

4. 主要筛余量，特、1、2 级为一层筛；3、4 级为二层筛；5、6 级为三层筛。

原生金刚石矿石类型表

表 1-11-291

矿石 类型	亚 类		构造	结 构	碎屑含量 (%)	主要矿物或岩石碎屑成分
	橄榄石型 (金云母<50%)	云母型 (金云母>50%)				
块状金伯利岩	斑 状 金伯利岩	斑 状 金伯利岩	块 状	斑 状	<15	斑晶: 橄榄石、金云母、镁铝榴石 基质: 橄榄石、金云母、磁铁矿、铬铁矿、 钙铁矿、磷灰石、蛇纹石、碳酸盐等
	细 粒 金伯利岩	细 粒 金伯利岩	块 状	显微斑 状或细 粒 状	<15	矿物成分与上相同, 但无粗大斑晶
金伯利 角砾岩			角砾 状	碎 屑	粗碎屑直径 大于2mm 的占50以上	碎屑: 包括结晶基底的变质岩和各覆盖层的 各种围岩 胶结物: 斑状金伯利岩等
金伯利 凝灰岩			层 状	细 碎 屑 或 凝 灰	细碎屑, 直径小于 2mm的 占50以上	碎屑: 岩屑以金伯利岩为主, 次为其它各种 岩石。矿物晶屑以橄榄石假象为主, 其次有镁铝榴石, 铬透辉石, 磁铁矿, 金云母等 胶结物: 细粒状蛇纹石、碳酸盐、磁铁矿、 金云母等

地保持晶体的完整性等原则确定的。

金刚石选矿包括分选前的准备作业, 粗选、精选三大部分。

准备作业对矿石进行破碎、洗矿、筛分等。

粗选: 将经过准备作业处理后的物料中的金刚石和其它重矿物一起富集到粗精矿中。通常采用跳汰选矿或重介质选矿等。

精选: 分离粗精矿中的金刚石, 选出金刚石单体。目前采用的方法有油膏选矿法、表层浮选法、电力选矿法、x光电分选法、苛性钠熔融法、选择性磨矿法及手选等。

11.2.25.3 金刚石矿床工业指标

1. 金刚石矿床一般参考工业指标

金刚石矿床一般参考工业指标见表 1-11-292。

2. 金刚石矿床工业指标实例

金刚石矿床一般参考工业指标表

表 1-11-292

矿 床 类 型		边界品位 (mg/m ³)	工业品位 (mg/m ³)	最小回收颗 粒直径 (mm)	坑道进尺米 毫克值 (mg/m)
岩 脉 型	低 指 标	20	30	0.2	20
	高 指 标	40	60	0.2	40
岩 管 型	低 指 标	10	15	0.2	—
	高 指 标	20	30	0.2	—

注: 金刚石质量单位用mg或克拉表示(1克拉=100mg=0.2g)。

金刚石矿床工业指标实例见表 1-11-293。

11.2.25.4 金刚石产品质量要求

根据原建材部1970年颁发的《金刚石工业分类分级标准》草案规定,金刚石的主要质量要求见表 1-11-294。

金刚石矿床工业指标实例表

表 1-11-293

矿区及矿体 编 号	边界品位 (mg/m ³)	最低工业 品 位 (mg/m ³)	坑道进尺 米毫克值 (mg/m)	最小回收 粒 径 (mm)	最小可采 厚 度 (m)	备 注
胜利一号岩管	20	30		0.2		坑道进尺mg/m值,指坑道断面高1.8m、宽2m的坑道在1m长度内所含金刚石。最低工业品位是按当时收购价格计算的。岩脉可采厚度太小,是不符合开采技术经济指标要求的
42号、50号岩管	10	15		0.2		
红旗一号岩脉	20	30	15	0.2	0.06	

11.2.26 宝 石 矿

11.2.26.1 宝石的性质和用途

1. 宝石的物理和化学性质

1) 宝石的物理性质

(1) 颜色

宝石具有鲜艳美观的特点。一般以红、鲜红、淡红、蓝、翠绿、金黄等绚丽夺目的颜色为上。

(2) 光泽

光泽较强而灿烂、均匀,给人以明亮的视觉。宝石具有金刚光泽、玻璃光泽、油脂光泽、蜡状和丝绢光泽等。

(3) 透明度

按光线透过厚1cm以上宝石碎片或薄片时的透光程度划分。宝石碎片或薄片底像清晰,为透明;底像不够清晰为半透明;底像轮廓模糊而边缘可辨为微透明;全然不见底像为不透明。

(4) 闪光

泛指宝石发光的闪亮,与颜色、光泽在意义和成因上都有差别。宝石常见的闪光有:一般闪光:最低级闪光,如一般玻璃或脂肪光泽的闪亮即是。

宝光(或勒光):具有很闪亮的“弧形”、“三角形”或“人字形”亮带反光层的闪光,如许多红(蓝)宝石、晶宝石等。

变色(变彩)闪光:转动宝石时,光彩变幻闪闪迷人。为具“变色”及“晕色”矿物宝石所特有,如欧泊、贵蛋白石及月光石等。

丝状闪光:具六条或四条等长放射状或十字状放射星光,闪烁耀眼,为宝石之珍品。如某些刚玉类、石榴石类及顽火辉石宝石。

猫眼闪光(也称猫眼效应、俗称“活光”),一些具平行丝纹状、针状之纤维晶质透明或半透明宝石,当光线在其抛光弧形凸面上散射时,呈现一条带状丝绢状金黄—黄绿色“闪闪活动”的亮带,犹如猫眼中的虹膜,宝石学称为“猫眼”。宝石界所称猫眼宝石

金 刚 石 主 要 质 量 要 求

表 1-11-294

类 别		规 格 (克拉/粒)	晶 体 特 征				备 注
			晶形与完整程度	颜 色	透明度	裂纹、包体及其它	
工 艺 品 用金刚石		≥ 0.6	各种单晶和最小径长与最大径长之比为1:2的碎块、双晶	为均匀的无色、蓝色、浅绿色、红色、浅黄色	透明或半透明	无裂纹, 允许有色斑和集中分布于小范围内的包体, 包体分布不得超过晶体最小径长的五分之一	完整、透明、无包体, 色斑者为一级品其余为二级品
拉 丝 模 用金刚石		0.1~1.0	八面体、曲面菱形十二面体及其聚形, 以及外形为圆形、椭圆形之晶体。晶体最小径长不小于1.4mm	黑色和深棕色以外的浅色晶体	透明或半透明	允许有色斑, 裂纹和包体, 但沿裂纹延伸方向分隔晶体后所得最大部分不少于原体积的四分之三, 且此部分不得有包体	透明、无色斑包体、裂纹者为一级品其余为二级品
刃具用金刚石	车刀用 金刚石	≥ 0.5	晶体外形为长方形、椭圆形之扁状体, 其最小径长不得小于3 mm	无色、浅绿色、浅黄色	透明或半透明	无裂纹、包体、晶体的异常干涉色, 不得为红紫色, 允许有少量色斑	
	划 线 刀 用 金刚石	0.2~0.05	晶体外形为长柱状或一向伸长之扁球状, 径长不得小于2 mm	不 限	透明或半透明	无裂纹, 晶体中心允许有少量包体	
硬 度 计 压 头用金刚石		0.2~0.3	八面体、曲面菱形十二面体、曲面六八面体, 及八面体和曲面菱形十二面体的聚形	颜色不限, 无色, 浅绿、浅黄为好	透明或半透明	允许有色斑, 晶体边缘有包体及晶面有不影响使用的裂纹	透明及无裂纹、包体者为一级品, 其余为二级品
砂 轮 刀 用金刚石		≥ 0.35	晶体形状不限, 但应具有两个以上的有用晶角以晶角多和形状完整晶体为好	不 限	不 限	允许有裂纹和包体。一级品不允许有裂纹, 二、三级品有用晶角不得有裂纹和包体	据有用晶角的多寡与裂纹包体的发育情况分为四级
玻 璃 刀 用金刚石		0.14~0.01	八面体、曲面菱形十二面体及八面体和曲面菱形十二面体的聚形	不 限	透明或半透明		
地质钻头 用金刚石		0.33~0.01	晶体完整、形状不限	不 限	不 限		
磨 料 用 金 刚 石		凡不属于上述各种用途的金刚石, 均可作为磨料用金刚石					

主要指金绿宝石质的金绿猫眼。自然界中不少具纤维状结构或含针状包体之品质矿物可制成猫眼。如碧玺、海蓝宝石、水晶、月光石猫眼等, 总计不少于20种。

(5) 硬度

主要指“刻划硬度”。采用摩氏硬度计为标准。硬度是宝石矿物的重要条件之一。只有硬度大于7度始可作高档宝石。但也有例外, 如欧泊硬度偏低(H5.5~6.5), 但具有特别迷人的变形, 也很名贵。

(6) 质地

要求结构细腻均一,应是完美的晶体和质地均匀的“緻密块状”体。没有或很少有解理纹和裂纹,没有或很少有杂质。如用于首饰原料,晶体大小一般要能切出一个“戒指面”为准。

(7) 脆性

多数单晶宝石矿物性脆,硬而不韧。玉类宝石韧度较高,质地细腻密实而坚韧。

(8) 解理与裂纹

解理是宝石矿物固有、稳定的特性,具完全、中等解理的占多数。裂纹是宝石矿物沿一定方向破裂的性质,常不具稳定特性。解理与裂纹对宝石加工工艺有重要意义。

(9) 宝石中的包裹体

俗称“瑕”“棉”或“绵”,影响宝石的纯净、透明度、颜色和外观美丽,严重者影响宝石品级和加工款式的选择。但包裹体如果颜色、形态特别,则有时不仅无害,还可作为另一类宝石处理,如发晶、鬃晶和水胆玛瑙等。如有些纤维状包裹体作特殊的定向排列,可能导致产生星光或猫眼效应。包裹体的不同还有助于识别天然和人造宝石。

(10) 发光性

一些宝石矿物能在X光线或紫外线照射下呈现一定颜色的可见光,称为发光性。发光性对研究宝石有重要意义。特别在识别人工合成宝石上效果显著,如天然蓝宝石无萤光,而合成蓝宝石发红色萤光。

(11) 二色性

光线进入一轴晶宝石矿物时发生双折射现象,出现二色,如红宝石垂直光轴方向出现紫红色,平行光轴则呈现黄红色。很多高中档宝石具有二色性。二色性影响宝石加工工艺,同时也是识别宝石质量和真伪的重要标志之一。

2) 宝石的化学性质

宝石的化学性质稳定,在普通酸碱中,在较高温度条件下,均不应发生任何变化。

2. 宝石的用途

(1) 主要用做各种首饰。

(2) 很多高、中档宝石,如金刚石、红蓝宝石,碧玺和黄玉等是现代尖端工业的特种矿物原料,应用于电子、激光、轴承、光学仪器、冶金、钻探,研磨方面。

(3) 有重要的商品价值,可以作为重要的商品出口或内销。

(4) 由于其体积小、重量轻,精美华丽,价值高,耐磨损,又易保存携带,在某种程度上成为一种“硬通货”。

(5) 由于宝石稀有,稳定而不断升值,宝石和宝石制品的贮藏具有有利可图的投资作用。

(6) 一些宝石具有医药功能,如玛瑙、萤石、琥珀等,在医药中常是不可缺少的珍贵药材。

11.2.26.2 宝石的主要矿物及其特征

宝石的主要矿物及其特征见表1-11-295。

11.2.26.3 宝石分类和加工方法

1. 宝石分类

表 1-11-205

主要宝石矿物及其特征表

宝石名称	矿物名称	化学分子式	晶系	晶形	颜色	光泽	透明度	硬度	密度 (g/cm ³)	折光率	解理
祖母绿	绿柱石	$\text{Be}_3\text{Al}_2(\text{Si}_3\text{O}_{10})_2$	六方	六方双锥	黄绿、中绿、浓绿色	玻璃	透明-半透明	6.5~7	2.6~2.8	1.56~1.60	101°发育
红宝石	刚玉	Al_2O_3	三方	柱状, 桶状	红、紫红、桔红色	金刚-玻璃	透明-半透明	9	3.99~4.02	1.76~1.77	101°裂开, 224°裂开
蓝宝石	刚玉	Al_2O_3	三方	柱状, 桶状	天蓝、蔚蓝色	金刚-玻璃	透明-半透明	9	3.99~4.02	1.76~1.77	101°裂开, 224°裂开
翡翠	绿帘宝石	BeAl_2O_4	斜方	板状、柱状	黄黄-褐黄色	玻璃	微透明-半透明	8.5	3.70~3.72	1.744~1.759	沿(110)不完全
变石	金绿宝石	BeAl_2O_4	斜方	柱状, 厚板状	黄绿, 蓝黄色	玻璃	透明-半透明	8.5	3.70~3.72	1.744~1.759	沿(110)不完全
海蓝宝石	绿柱石	$\text{Be}_3\text{Al}_2(\text{Si}_3\text{O}_{10})_2$	六方	六方柱状	浅天蓝-蓝色, 天蓝色	玻璃	透明	7.5~8	2.75~2.9	1.575~1.584	无
碧玺	电气石	$(\text{Na}, \text{Ca})(\text{Mg}, \text{Fe}, \text{Li})\text{Al}_6\text{Si}_6\text{O}_{27}(\text{OH})_4$	三方	浑圆三角柱状	玻璃, 红, 蓝, 绿色	玻璃	透明	7~7.5	3.02~3.08	1.621~1.644	无
子牙乌	石榴石	$(\text{Mg}, \text{Fe}, \text{Mn})_3\text{Al}_2(\text{SiO}_4)_3$ $\text{Ca}_3(\text{Al}, \text{Fe})_2(\text{SiO}_4)_3$	等轴 斜方	截形十二面体 四面三八面体	紫红, 浅紫, 深红, 蓝黄, 金黄色	玻璃-油脂	透明	7~7.5	3.6~4.2	1.76~1.89	无
翡翠	硬玉	$\text{Na}(\text{Al}, \text{Fe})\text{Si}_2\text{O}_6$	单斜	纤维状	翠绿为主, 蓝-黑-白绿色	玻璃-油脂	不透明	6~7	3.35	1.654~1.680	无
琥珀	黄蛋白石	$\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	非晶质	果华状集合体	红, 橙, 黄, 绿, 黑色	蜡状	半透明	5~6.5	2.1~2.3	1.441~1.446	无
托帕石	黄玉	$\text{Al}_2(\text{F}, \text{OH})_2\text{SiO}_4$	斜方	短柱状	黄、蓝、粉、紫、绿、棕色	玻璃	透明	8	3.5	1.61~1.64	沿(001)完全
风信子石	锆英石	ZrSiO_4	正方	柱状, 双锥状	红、蓝、黄、紫色	金刚	透明	7.5~8	4.2~4.7	1.916~1.991	(010)沿(001)完全

续表

宝石名称	矿物名称	化学分子式	晶系	晶形	颜色	光泽	透明度	硬度	密度 (g/cm ³)	折光率	解理
矽子石	石英	SiO ₂	三方	柱状	黄、棕黄、黄绿、灰、灰黄、棕褐色	玻璃	半透明-不透明	6.5~7	2.65	1.54~1.56	沿(101)不明显
水晶、紫晶、黄晶、茶晶、发晶、	石英	SiO ₂	三方	柱状	紫、黄、茶、黑褐色	玻璃	透明	7	2.65~2.67	1.544~1.553	沿(101)不明显
大红宝石、软红	尖晶石	MgAl ₂ O ₄	等轴	八面体	血红、玫瑰红、红、少量蓝绿色	玻璃	透明	8	3.6~3.7	1.737~1.743	无
虎睛石	硅化石棉	SiO ₂ + 石棉	三方	纤维状集合体	蓝、蓝灰色、火红色、金绿色	丝绢	微透明-不透明	5~6	2.64~2.71	1.54~1.55	
青金石	青金石	(Na,Ca) ₈ (Al,Si) ₁₄ O ₂₈ (S,SO ₄)	等轴	致密块状	蓝、绿蓝、蓝紫色	玻璃	不透明	5~6	2.4~2.9	1.502~1.505	
坦桑石	矽钙石	Ca ₂ Al ₂ (SiO ₄) ₃ (OH)	斜方	柱状	紫蓝、深蓝、褐黄色	玻璃	透明	6~7	3.35	1.693~1.702	
黄橄辉石	黄橄辉石	(Mg,Fe) ₂ (SiO ₄) ₂	斜方	浑圆状	黄绿、金黄-绿、绿、草绿、黄色	油脂-玻璃	透明	6.5~7	3.56~3.45	1.651~1.640	
绿松石	绿松石	CuAl ₆ (PO ₄) ₂ (OH) ₈ ·5H ₂ O	三斜	皮壳状、葡萄状	绿、绿、天蓝、灰绿色	蜡状	不透明	5~6	2.6~2.8	1.61~1.65	无
金红石	金红石	TiO ₂	正方	柱状、针状	深红、褐红、绿色	金属-金刚	半透明-透明	6~6.5	4.2~4.4	2.62~2.90	
珍珠	珍珠	CaCO ₃ , 91.59% 有机物, 3.38%, 水及其它4.78%	斜方	圆-椭圆	白、粉、淡黄、青、红、黑等色	珍珠	半透明	2.5~4.5	2.7~2.8	1.52~1.69	无
琥珀	琥珀	C ₁₀ H ₁₆ O	非晶质	椭圆-浑圆	黄、橙、白色	树脂	透明	2.25	1.05~1.09	1.540	无

续表

宝石名称	矿物名称	化学分子式	晶系	晶形	颜色	光泽	透明度	硬度	密度 (g/cm ³)	折光率	解理
月光石	月光石	$(K, Na)(AlSi_3O_8)Ca(Al_2Si_2O_8)$	三斜 单斜	板状	无色, 灰, 蓝绿, 青 铜、红色	玻璃	透光, 不透 明	6~6.5	2.6~2.72	1.518~ 1.588	(001) 完全 沿 (010) 不完全
日光石	日光石	$(K, Na)AlSi_3O_8$	三斜	板状	金黄, 淡红, 橙色	玻璃	透明	6~6.5	2.82~2.87	1.542~ 1.549	同上
天河石	微斜长石	$KAlSi_3O_8$	三斜	板状, 块状	绿, 鲜橙的天蓝色	玻璃	不透明, 透光	6	2.55~2.58	1.522~ 1.530	同上
丁香紫	绿云母	$K(Li, Al)_3(Si, Al)_4O_{10}(F, OH)_2$	单斜	鳞片状集合体	浅-深紫, 深红, 黄 色	玻璃, 珍珠	半透明- 透明	2~4	2.8~2.9		发育
锂辉石	锂辉石	$LiAlSi_2O_6$	单斜	柱状	黄, 粉, 紫, 绿, 蓝, 无色	玻璃	半透明- 透明	6.5~7	3.16~3.20	1.655~ 1.680	
玛瑙	玛瑙	SiO_2	—	晶簇状, 泉华状	深红, 灰, 棕, 褐等 同心圆或条带	蜡状 光泽	透光- 半透明	6.5~7	2.56~2.58	1.537~ 1.544	无
芙蓉石	蔷薇石英	SiO_2	三方	块状	淡红, 玫瑰红, 深紫 色	玻璃	半透明- 透明	7	2.58~2.65	1.53~ 1.55	
澳洲玉	绿玉髓	SiO_2	三方	块状	果绿色, 暗绿, 墨绿 色	玻璃	透明- 半透明	7	2.6		
萤石	萤石	CaF_2	等轴	细密块状	七色俱全	玻璃	透明- 半透明	4	3.18	1.434	
粉晶	蔷薇辉石	$(Mn, Fe, Mg, Ca)SiO_3$	三斜	细密块状	粉红, 玫瑰红, 紫红 色	玻璃	半透明- 不透明	5.5~6.5	3.40~3.70	1.711~ 1.751	
蓝晶石	蓝晶石	Al_2SiO_5	三斜	柱状	蓝, 绿色	玻璃- 珍珠	透明- 半透明	4.5(平行 c轴) 7.5(平行 b轴)	3.65~3.89	1.712~ 1.728	

续表

宝石名称	矿物名称	化学分子式	晶系	晶形	颜色	光泽	透明度	硬度	密度 (g/cm ³)	折光率	解理
祖母绿	钙铀绿石	$\text{Ca}_2\text{Fe}_2(\text{SiO}_4)_2$	单斜	菱形十二面体	草绿、果绿、浅白绿、嫩黄绿色	玻璃	透明	6.5	3.80~3.90	1.88~1.89	
萤黄玉	白云质大理岩	$(\text{Ca}, \text{Mg})\text{CO}_3$	斜方	棱面状	深黄、米黄、浅黄色	蜡状	半透明-微透明	4.3~4.5	2.6~2.9		
东陵石	石英岩	SiO_2	三方	块状	灰绿、灰、褐、蓝、紫灰色	蜡状-油脂玻璃	半透明-不透明	7	2.63~2.69	1.54~1.55	
欧白玉	大理岩	CaCO_3	斜方	板状、尖状、柱状	白色、灰色	玻璃	不透明	3.5~4	2.9~3.0		
软玉	软玉	$\text{Ca}_2(\text{Mg}, \text{Fe})_3(\text{Si}_2\text{O}_7)_2(\text{OH})_2$	单斜	细密块状	白、青、黄、黑、墨色	玻璃-油脂	半透明-不透明	6~6.5	2.90~2.92	1.600~1.655	无
岫玉	蛇纹石	$\text{Mg}_3\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4 + \text{Ni}$	单斜	叶片状、纤维状集合体	绿-墨绿、黄绿色	油脂-蜡状	半透明	5.5	2.61	1.55~1.56	
孔雀石	孔雀石	$\text{Cu}_2(\text{CO}_3)(\text{OH})_2$	单斜	钟乳状、放射状集合体	鲜绿、条带状、同心状花纹	丝绢	不透明	3.5~4	3.~4.1	1.855~1.909	

目前自然界已发现透明矿物约2300余种, 可当宝石原料的有200多种, 国内外各家根据宝石的应用领域、相对价值、化学成份、矿物岩石及地质特征等因素进行了分类, 但尚未统一意见。

根据宝石商品档次、价值和我国对宝石的传统认识, 将宝石划分宝石、玉石和饰石三类, 具体分类见表1-11-296。

宝 石 分 类 表

表 1-11-296

类 别	级 别	主 要 宝 (玉、饰) 石
宝 石 类	极贵重宝石	钻石, 红宝石, 蓝宝石, 祖母绿
	贵重宝石	翡翠, 猫眼, 变石, 黑欧泊, 珍珠
	中级宝石	大红宝石, 贵蛋白石, 澳蓝宝石, 托帕石, 碧玺, 翠榴石, 子牙乌, 玛瑙, 靛子石, 坦桑石
	普通宝石	橄榄石, 风信子石, 绿松石, 紫晶, 琥珀, 金红石, 紫锂辉石, 虎睛石, 绿宝石(绿柱石)黄水晶, 月光石, 日光石
玉 石 类	贵重玉石	和田玉, 软玉, 青金石, 玛瑙, 澳洲玉, 孔雀石, 水晶
	普通玉石	天河石, 粉翠, 丁香紫, 芙蓉石, 蜜蜡黄玉, 岫玉, 宗腔石, 蓝晶石, 红柱石, 重晶石, 寿山石, 黄玉
饰 石 类		大理岩、叶腊石、碧玉、滑石、黑曜岩、硅化木、小文象伟晶岩、滑石菱镁片岩

2. 宝石加工方法

宝石的加工方法包括宝石的染色和车工工艺。

1) 宝石的染色

天然宝石的染色处理, 一般是用放射性辐照(如 Co^{60} 、伦琴射线)和热处理等物理方法使之改变宝石原石的颜色或加深变浓, 往往可以达到永不退色的程度。

2) 车工工艺

宝石的车工工艺指宝石的款式设计和原料的切割、车磨、抛光等加工工序。

11.2.26.4 宝石矿床工业指标

我国的宝石虽具有悠久历史, 但宝石矿床的普查勘探工作才刚刚起步。我国的宝石矿床基本尚无工业指标, 主要原因有如下情况。

- (1) 我国目前还没有单独作为宝石矿床勘探的实例;
- (2) 我国目前独立开采的宝石矿床极为罕见, 宝石多同其它矿床共(伴)生;
- (3) 宝石的价值很难确定, 有些矿床产出1~2颗贵重宝石就成为著名的宝石矿床;
- (4) 宝石加工后, 随宝石的车工工艺, 玉雕工艺及彩石加工工艺不同而价格悬殊很大。

宝石矿床的工业指标, 在今后勘探开发中会形成具有我国特点的指标, 但应特别注意国内外市场销售情况, 宝石的品种、含量、品级、出材率及宝石的试琢试雕, 宝石新品种等。

11.2.26.5 宝石对原料质量要求

宝石对原料的一般要求见表1-11-297。

主要宝石对矿物原料的一般质量要求

表 1-11-297

名 称 (矿物名称)	质 量 指 标					备 注
	最小尺寸(mm), 大小(克拉)		透 明 度	颜 色	优 质 标 准	
	原 石	车工宝石				
祖母绿 (绿柱石)	2×2×2	0.2~0.3	透 明	淡绿、中绿、深绿色	浓绿色、色纯正, 无瑕种最佳, 深绿鲜明为优质	允许缺欠: 色浅, 有少量包裹体, 半透明
红 宝 石 (刚玉)	2×2×2	0.5	透 明	红、紫红、桔红、带极浅紫的红色	鸡血红最佳, 2克拉以上透明无瑕者为珍品	珍贵宝石, 作名贵首饰
蓝 宝 石 (刚玉)	2×2×2	1	透 明	淡紫罗兰色、蓝、绿、黄、绿蓝、粉红、无色	纯正蓝色为上品, 又以芙蓉蓝色最佳	同上
猫 眼 (金绿宝石)		3	半透明-透 明	密黄-褐黄、绿色	底色黄, 光带闪亮、坚直居中, 两侧映出三道光芒为最优质	高档宝石, 做高级首饰
变 石 (金绿宝石)		0.3	透 明	绿色(日光); 红-紫红(白炽光)色	变色效应强、日光、人造光下颜色差别鲜明, 色度中浓为佳	高档宝石, 做名贵首饰
海蓝宝石 (绿柱石)	4×4×4	3	透 明	天蓝、蓝-绿蓝色	海蓝色浓艳, 绿色调极少, 裂纹极少	允许缺欠: 色浅、蓝绿色, 少量裂纹及包裹体
绿 宝 石 (绿柱石)	4×4×4		透 明	绿色, 深玫瑰色、金黄色, 黄绿色	鲜绿色, 深玫瑰色, 金黄色、裂纹及包裹体极少	根据颜色分别称为绿色, 红色, 金色绿宝石
碧 玺 (电气石)	4×4×4		透 明	红色, 绿色, 桃红、蓝色	双桃红色, 碧绿色, 裂纹少>20mm, 深蓝色	根据颜色分别称为红、黄、绿碧玺
紫 牙 乌 (柘榴石)	6×6×5		透 明	鲜红、浅紫、深红、金黄、棕红色	橙红色、鲜红色, 裂纹少>20mm	允许缺欠: 褐红、暗红、肉红色、半透明
翡 翠 (硬玉)	5×5×5		半透明	翠 绿 色	质纯色正为特优质	高档宝石, 作高级首饰
	15×20		微透明-半透明	鲜绿、黄绿、褐绿、红褐、白色、灰色	主体为白和浅灰、鲜绿色占30%以上者为优质玉石	高档玉石, 作玉雕品
欧 泊 (蛋白石)		1	半透明	黑、深灰、蓝、灰白、乳白、乳黄、黄、橙、红色	黑底色变彩强或乳白色变彩性好为优质; 透明度高, 变彩面积大特优	高档宝石, 作高级首饰
翠 榴 石 (钙铁榴石)	1.5×1.5 ×1.5		透 明	草绿、果绿、浅白绿色等	鲜草绿色、大小3×3×3mm以上	高中档宝石, 作高级首饰
托 帕 石 (黄玉)	6×6×5	3	透 明	天蓝, 粉红、玫瑰、酒黄、橙黄、红褐色	天蓝色、玫瑰色和酒黄色, 大小15×15×12mm以上	高中档宝石, 作高级首饰

续表

名 称 (矿物名称)	质 量 指 标				备 注	
	最小尺寸(mm), 大小(克拉)		透 明 度	颜 色		优 质 标 准
	原 石	车工宝石				
风信子石 (锆石)	3×3×3		透 明	红、蓝、黄、紫、 灰色	红色、蓝色, >15mm	允许缺欠; 其它色半 透明, 少量裂纹, 包 裹体
紫 晶 (紫水晶)	4×4×4		透 明	紫、紫红、紫罗 蓝色	深紫色、紫红色、均匀、 裂纹极少, >15×15× 12mm	高中档宝石, 做首饰
琥 珀 (琥珀)	5×5		透 明	黄、橙、白、红 色	橙、红、金黄色, >15 ×15mm 含完整昆虫植 物包体	高档宝石, 作高级首 饰, 高档玉石作玉器
橄 榄 石 (黄橄榄石)	3×3×3		透 明	黄、绿、黄绿、 草绿、金黄色	鲜绿色、金黄-绿色、 色匀, >8×8×6mm	允许缺陷, 颜色发白。 中档宝石作首饰
月 光 石 (月长石)	4×4×4		透明- 半透明	无色、灰、蓝、 绿、红色	无色、淡绿色, 具猫眼 闪光或变形	
锂 辉 石 (锂辉石)	3×3×3		透 明	绿、红、紫色	翠绿色, 紫红色, 解理 不明显>20mm	允许缺陷, 浅绿色, 浅红色, 半透明
丁 香 紫 (锂云母)	40×20 ×20		半透明	紫红、深红、紫 色	深紫色, 深红色, 颜色 均匀, 质地细腻, >50× 30×30mm	允许缺陷, 浅紫色, 颜色不均匀
水 晶 (水晶)	15×15 ×12		透 明	无色、烟色、茶 色	裂纹和包裹体极少, 烟 晶和茶晶要求颜色均匀	高中档玉石, 作玉器
绿 松 石	15×20 (磨光面)	2.5	不透明	天蓝色	天蓝色, 颜色均匀, 重 量 5g 以上	高档玉石, 特级品作 首饰
软 玉 (软玉)	15×20 (磨光面)		微透明- 不透明	白、绿、蓝黄、 黑	羊脂白、奶黄、鲜绿色、 质地均匀, >100×100 ×50mm 以上	高档玉石, 作玉器
玛 瑙 (玛瑙)	15×15 ×15		微透明- 半透明	各种颜色	线性和同心条带状, 有 明显细腻花纹, >30× 30×30mm	允许缺陷; 花纹不明 显, 有石英夹层但 <30%
孔 雀 石 (孔雀石)	30×30 ×20		不透明	淡绿-绿色	鲜草绿色, 同心状条带 和放射状花纹清晰	高档玉石作玉器
青 金 石 (青金石)	10×10 ×10		不透明	各种色调蓝色	深蓝色和紫蓝色、质地 细腻	特级品作首饰, 高档 玉石作玉器
天 河 石 (微斜长石)	40×20 ×20		微透明- 不透明	绿、蓝绿色	鲜绿色、天蓝色, 颜色 均匀, >50×30×30mm	中档玉石作玉器
粉 翠 (蔷薇辉石)	50×50 ×50		微透明- 不透明	各种红色	玫瑰红、鲜艳深红, 质 地均匀	中档玉石, 作玉佩、 首饰
芙 蓉 石 (蔷薇石英)	40×20 ×20		透 明	红色, 玫瑰色	玫瑰色、红色、裂纹极 少, >50×30×30mm	中档玉石, 作玉器、 首饰

续表

名 称 (矿物名称)	质 量 指 标				备 注	
	最小尺寸(mm), 大小(克拉)		透明度	颜 色		优 质 标 准
	原 石	半工宝石				
绿 玉 髓 (绿玉髓)	10×10 ×10		半透明	绿 色	祖母绿色, 颜色均匀, ≥20×10×10mm	高档玉石, 作玉器、 首饰
铬透辉石 (铬透辉石)	3×3×3		透 明	绿 色	祖母绿色, 裂纹极少, ≥5×5×4mm	高档玉石, 作首饰
碧 玉 (碧玉)	100×100 ×100		微-不 透 明	多 色	多色, 花纹奇特, 颜色 斑驳, 或不同颜色条带	允许缺陷: 颜色单调 地段<25~50%
黑曜岩 (黑曜岩)	150×150 ×100		不透明	银灰、黑色和褐 色	银灰色, 有虹彩, 或颜 色鲜艳, 有斑点, 颜色 均一	允许缺陷: 黑色和褐 色
萤 石 (萤石)	20×15 ×10		半透明- 不透明	紫色、红、绿等	紫色、绿色, 无裂纹	低-中档玉石, 作玉器
文象伟晶岩	150×150 ×100		不透明	灰白、玫瑰、黄 色	玫瑰色, 浅灰白色, 石 英棱晶较细, 质地细腻	低档玉石, 作玉器或 饰石

11.2.27 大理石与花岗石

所谓大理石, 是建筑石材的商品工艺名称, 与岩石学中的大理石概念有所不同。它是具有一定装饰性、并可直接加工利用的、主要由碳酸盐类矿物或蛇纹石、橄榄石类矿物组成的岩石统称, 由我国云南大理出产的著名石材而得名。不具装饰性的碳酸盐岩不应称为大理石矿。

花岗石也是建筑石材的工艺名称, 它是一种色泽美观、质地坚硬的建筑石材。凡符合建材工业要求的花岗岩、闪长岩、辉长岩、辉绿岩及变质的片麻岩等, 均可称为花岗石, 与岩石学中花岗岩的概念也是有所不同的。

11.2.27.1 大理石、花岗石的物理性能和用途

1. 大理石的物理性能和用途

1) 大理石的物理性能

大理石的物理性能取决于矿物成分、结构及化学成份等因素, 一般包括颜色、光泽(板材)、半透明性、抗风化性、硬度、密度、绝缘性、吸水性、抗冻性、抗折强度、抗压强度等。不同地区和不同品种的大理石具有不同的物理性能, 我国部分大理石物理性能和化学成分见表 1-11-298。

2) 大理石的用途

(1) 板材

大理石板材主要作为高级建筑物室内饰面板、外饰面板及地砖等。

(2) 毛石和碎石

用作建筑石料, 如砌墙、铺路、做混凝土的骨料等。毛石还可修整成阶石、柱石、栏

我国部分大理石

序号	产地	代号	工艺名称	岩石名称	颜色	结构	密度 (g/cm ³)	肖氏 硬度	磨耗量 (cm ³)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	崂山	117	雪花	白云质大理岩	乳白色	粗粒	2.88	52.8	15.00
2	房山	101	汉白玉	白云质大理岩	乳白色	细粒	2.87	42.4	22.50
3	掖县	311	雪花白	白云质大理岩	乳白色	中细粒	2.82	45.4	24.38
4	大理	074	苍白玉	白云质大理岩	乳白色	细粒	2.88	50.9	24.96
5	乳山	310-1	雪花	白云质大理岩	乳白色	粗粒	2.87	53.3	16.61
6	铁山	022	雪浪	大理岩	白色	粒状	2.72	38.5	17.50
7	铁山	028-1	晶白	大理岩	白色	粒状	2.72	57.5	12.85
8	蕉岭	413	蕉岭白	大理岩	乳白色	花岗变晶	2.70	49.6	19.04
9		317	河南白	大理岩	乳白色	花岗变晶	2.74	43.9	
10	温县		香黄	蛇纹石化大理岩	浅黄色	同上	2.71	53.3	14.60
11	温县		芝麻黄	同上	同上	同上	2.63	35.6	15.78
12	大冶	040	锦黄	灰质白云大理岩	同上	似斑状	2.77	43.0	22.52
13	铁山	024	稻香	含白云质大理岩	同上	花岗变晶	2.68	55.3	10.69
14	昌平	125	金玉	蛇纹石化大理岩	淡绿色	微粒	2.80	59.2	14.81
15	莱阳	320	莱阳绿	蛇纹石化大理岩	绿色	网纹变晶	2.65	44.2	18.95
16	丹东	217	丹东绿	蛇纹石化麻坡闪卡岩	同上	片状、粒状	2.71	47.9	24.50
17	房山	102	艾叶青	白云质大理岩	浅灰色	花岗变晶	2.89	58.2	22.74
18	房山	110	碧丝特	白云岩	灰色	细粒	2.87	50.9	21.14
19	杭州	56	杭灰	石灰岩	同上	隐晶	2.73	63.1	14.94
20	淄博	322	齐灰	同上	深灰色	同上	2.63	59.3	4.65
21	铁山	023	秋景	条带状大理岩	棕色	粒状变晶	2.78	49.8	21.91
22	下陆	025	化雨	石灰岩	深灰色	隐晶	2.75	67.0	14.91
23	灵璧	057	灰纹螺	含白云质灰岩	同上	同上	2.74	57.8	8.02
24	下陆	031	粉荷	石灰岩	灰白色	同上	2.72	54.8	16.21
25	大理	037	云花	大理岩	浅灰色	同上	2.72	44.6	17.94
26	下陆	030	银荷	大理岩	同上	碎屑	2.71	57.1	15.41
27		401	云花	大理岩	深灰色	花岗变晶	2.76	57.8	15.44

理 性 能 和 化 学 成 份

表 1-11-298

光 泽 度	抗 压	抗 折	化 学 分 析 结 果 (%)									
	10 ⁵ (Pa)	10 ⁵ (Pa)	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	MnO	TiO ₂	K ₂ O	Na ₂ O	烧 失
11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23
115.4	1192	113.6	0.06	0.19	30.98	21.60	0.11	0.01	0	0.03	0.01	46.64
112.7	1564	191.2	0.81	0.23	30.77	20.67	0.17	0.01	0	0.07	0.07	46.13
113.6	1068	78.6	2.48	0.55	33.73	18.34	0.03	0.01	0	0.01	0.03	43.76
111.5	1361	122.8	0.19	0.15	32.15	20.13	0.04	0.02	0	0.04	0.09	46.20
117.6	1168	226.8	5.79	0.31	29.83	21.28	0.07	0.01	0	0.01	0.04	41.48
110.1	611	137.1	0.11	0.09	55.33	0.13	0.06	0.01	0	0.03	0.09	43.40
118.0	910	173.8	0.39	0.19	53.22	1.32	0.13	0.01	0	0.04	0.08	42.37
	504	211.3	0.02	0.24	55.24	0.04	0.02	0	0	0.01	0.01	43.46
	747	116.2	0.09	0.27	55.37	0.30	0.02	0	0	0.01	0.04	43.24
	1281	331	12.62	1.28	30.25	19.15	0.26	0.05	0.04	0.05	0.10	33.29
	1071	295.9	16.79	1.03	29.37	20.20	0.44	0.09	0.04	0.28	0.04	30.50
101.0	902	116.8	0.25	0.15	35.44	17.40	0.18	0.01	0	0.02	0.02	45.88
	1136	193	0.21	0.41	52.12	2.28	0.36	0.03	0	0.02	0.05	43.63
90.9	1285	299.7	14.94	1.21	44.76	2.67	0.48	0.02	0.03	0.46	0.03	35.57
103.7	933	162.2	13.92	1.23	28.44	22.12	0.62	0	0.09	0.04	0.06	32.23
92.7	1008	304.5	36.84	0.02	1.24	48.58	1.02	0.06	0.01	0.06	0.12	10.53
108.1	1735	104.8	0.83	0.15	30.91	21.23	0.08	0.01	0	0.04	0.02	46.41
107.5	1574	89.3	0.19	0.29	30.18	21.92	0.08	0	0	0.05	0.44	46.14
110.4	1214	119.8	0.29	0.76	55.08	0.07	0.03	0.01	0	0.07	0.07	43.65
113.0	1450	229	0.27	0.06	54.56	0	0.05	0.01	0.01	0.07	0.14	43.41
111.7	689	168	7.53	0.87	45.96	3.65	0.94	0.02	0.11	1.13	0.16	36.00
	1153	198.3	0.82	0.15	54.37	0.45	0.12	0.01	0	0.04	0.04	43.34
	976	205.3	2.25	0.75	49.53	3.24	0.31	0.04	0.03	0.16	0.05	42.78
113.6	1049	170.1	0.18	0.15	55.23	0.04	0.04	0.02	0	0.03	0.14	43.59
113.3	766	290.8	0.38	0.13	54.91	0.40	0.03	0.01	0	0.08	0.14	43.48
	1325	213.4	0.09	0.26	54.77	0	0.06	0.01	0	0.02	0.14	43.54
	1092	261.1	0.17	0.16	52.05	2.32	0.01	0	0	0.01	0.03	43.86

序 号	产 地	代 号	工艺名称	岩 石 名 称	颜 色	结 构	密 度 (g/cm ³)	肖 氏 硬 度	磨耗量 (cm ³)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
28		403	云 花	大 理 岩	灰色	似 斑 状	2.74	49.9	16.83
29	唐山	108	晚 霞	石 灰 岩	赭黄色	隐 晶	2.71	59.7	12.68
30	顺义	108-1	晚 霞	含白云质石灰岩	同上	同 上	2.71	60.8	13.84
31	下陆	034	凝 香	石 灰 岩	同上	同 上	2.72	54.7	11.97
32	宜兴	052	咖 啡	石 灰 岩	深灰色	粉 细 粒	2.75	61.2	
33	宜兴	058	奶 油	大 理 岩	乳白色	细 粒	2.74	59.6	16.30
34	铁山	042	虎 皮	同 上	赭黄色	碎 屑	2.76	55.2	16.30
35	下陆	021	锦 屏	同 上	同上	花岗变晶	2.70	63.9	13.45
36	下陆	035	凝 香	同 上	同上	微 粒	2.70	59.7	15.19
37	行唐	113	桃 红	大 理 岩	红色	粒 状	2.75	55.2	9.09
38	平山	113	桃 红	大 理 岩	同上	同 上	2.71	50.7	11.42
39			广州红	同 上	紫红色	同 上	2.71	50.8	16.9
40	铁岭	219	铁岭红	同 上	同上	细 粒	2.75	53.4	20.02
41	金县	76	纹质奶油	灰质白云大理岩	粉红色	粒 状	2.76	65.9	7.14
42	大冶	26	木林风	含白云质大理岩	紫红色	花岗变晶	2.72	65.2	15.35
43	金县	218	东北红	白云质石灰岩	肉红色	隐 晶	2.77	54.9	12.55
44	吴壁		紫 红	石 灰 岩	紫红色	同 上	2.75	66.2	12.31
45	吴壁	055	红皖螺	石 灰 岩	紫红色	隐 晶	2.73	62.7	9.27
46	获鹿	105	紫豆瓣	竹叶状灰岩	同上	同 上	2.75	53.2	8.57
47	获鹿	104	墨 玉	含白云质粒状灰岩	黑色	粒 状	2.72	55.3	7.98
48	金县	234	大连黑	石 灰 岩	同上	隐 晶	2.73	67.0	12.41
49	潮阳洞	075	黑底白花	生 物 灰 岩	同上	生 物	2.72	60.8	12.16
50		318	河南黑	石 灰 岩	同上	隐 晶	2.73	52.1	
51	大冶	027	墨 碧	大 理 岩	同上	不 等 粒	2.71	56.0	14.4
52	铁山	039	龟 壁	含白云质大理岩	同上	隐 晶	2.74	63.3	14.68

续表

光泽度	抗压	抗折	化 学 分 析 结 果 (%)									
	10 ⁵ (Pa)	10 ⁵ (Pa)	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	MnO	TiO ₂	K ₂ O	Na ₂ O	烧失
12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
99.3	830	287	0.19	0.14	55.22	0	0.02	0.02	0	0.01	0.04	43.53
115.1	1740	182.7	5.95	2.20	50.04	0.50	0.51	0.01	0.04	0.34	0.13	40.24
110.9	1462	198.2	1.13	0.51	50.03	3.6	0.58	0.1	0.01	0.09	0.15	42.93
	1106	135.8	1.04	0.47	53.87	0.71	0.11	0.01	0.01	0.08	0.05	43.06
112.8	849	135.5	0.39	0.30	54.50	0.49	0.07	0.01	0.01	0.02	0.02	43.53
109.3	1230	189	0.21	0.53	54.77	0.63	0.03	0	0	0.02	0.04	43.68
113.5	656	142.4	2.25	0.67	52.25	1.11	0.02	0.01	0.03	0.45	0.08	41.70
	1004	199.2	0.74	0.29	54.37	0.36	0.37	0	0	0.04	0.06	43.20
	848	160.5	0.81	0.28	54.60	0.16	0.07	0.02	0	0.04	0.08	43.05
105.6	949	184.7	6.01	1.77	49.05	1.49	0.41	0.04	0.05	0.68	0.49	39.67
108.3	683	161.7	1.70	0.94	53.05	1.05	0.02	0.03	0.01	0.17	0.28	42.28
	711	162.2	0.18	0.25	53.40	1.35	0.09	0.02	0	0.01	0.03	43.44
116.5	822	233	12.04	2.76	44.14	1.21	1.30	0	0.11	1.34	0.08	35.81
108.2	993	187.3	0.52	0.50	35.96	10.22	0.17	0	0.02	0.09	0.06	45.66
100.4	1023	227.2	7.16	0.89	47.85	2.41	0.41	0.01	0.03	0.07	0.06	40.14
	1279	160.9	5.47	2.74	43.65	5.58	0.41	0.08	0.02	0.74	0.14	40.29
	956	168.1	4.02	1.71	48.95	1.92	0.71	0.20	0.07	0.60	0.07	40.89
115.4	906	228.9	3.36	1.13	50.71	0.93	0.73	0.13	0.05	0.20	0.07	41.24
114.0	1478	230.6	3.39	1.13	50.74	1.27	1.34	0.02	0.04	0.19	0.03	41.06
114.3	1549	301	1.55	0.89	51.39	2.20	0.51	0.01	0.03	0.35	0.05	42.03
	1239	190.5	3.91	1.78	49.63	1.55	0.48	0.01	0.06	0.82	0.05	40.72
111	1452	127.4	0.26	0.29	53.84	0.77	0.07	0	0.01	0.04	0.05	43.81
	1473	233.1	1.05	0.21	53.18	1.31	0.06	0	0	0.01	0.03	43.37
112.9	827	194.1	0.70	0.53	53.60	0.56	0.08	0	0.01	0.10	0.07	43.38
	1255	189.8	5.06	1.49	47.95	2.39	0.58	0	0.06	0.43	0.04	40.48

我国部分花岗石物

序号	产地	代号	工艺名称	岩石名称	颜色	主要矿物成份	结 构	物	
								密 度 g/cm ³	抗 压 (10 ⁵ Pa)
1	北京昌平	151	白虎洞	黑云母花岗岩	粉红	石英、长石、黑云母少量	花 岗	2.59	1373
2	北京昌平		南口红	黑云母花岗岩	粉红	石英、长石、黑云母少量	花 岗	2.56	2353
3	福建惠安	602	田中石	花岗岩	灰白	石英、长石	花 岗	2.62	1713
4	福建惠安	607	古山红	黑云母花岗岩	暗红	石英、长石、黑云母少量	花 岗	2.68	1670
5	福建南安	606	碧 石	黑云母花岗岩	浅红	石英、长石、黑云母少量	花 岗	2.61	2142
6	福建惠安	603	峰白石	黑云母花岗岩	浅灰	石英、长石、黑云母少量	花 岗	2.62	1956
7	福建惠安	601	笔山石	花岗岩	浅灰	石英、长石	花 岗	2.73	1804
8	福建南安	606	花岗石	花岗岩	浅粉红	石英、长石	花 岗	2.62	2143
9	广东汕头	431	花岗石	花岗岩	粉红	石英、长石	花 岗	2.58	1192
10	广东汕头	431	花岗石	花岗岩	粉红	石英、长石	花 岗	2.58	1576
11	山东日照	304	花岗石	花岗岩	浅灰	石英、长石	花 岗	2.67	2021
12	山东牟平	359	花岗石	花岗岩	灰白	石英、长石	花 岗	2.67	1402
13	山东烟台	306	花岗石	花岗岩	红灰	石英、长石	花 岗	2.61	2124
14		353	长清花	花岗岩	浅红	石英、长石	不等粒花岗岩类	2.65	1809
15		351	柳阜红	花岗岩	肉红	石英、长石	不等粒花岗岩	2.61	2020
16	福建同安	614	大黑白点	角闪花岗岩	灰白	石英、长石、角闪石少量	花 岗	2.62	1036
17	福建厦门	605	厦门白	花岗岩	灰白	石英、长石	花 岗	2.61	1698
18			花岗石	花岗岩	粉红	石英、长石	花 岗	2.64	812
19	山东泰安	305	泰安绿	花岗闪长岩	灰黑	石英、斜长石、角闪石	粗粒花岗岩	2.82	2176
20		301	济南青	辉长岩	灰黑	斜长石、辉石	辉 长	3.07	2622
21		301	黄岗黑	橄辉辉长岩	灰黑	斜长石、辉石、橄榄石	辉 长	3.09	1628

理 性 质 和 化 学 成 分

表 1-11-299

理 性 能			化 学 成 分 (%)										
抗 折 (10 ⁵ Pa)	硬 度	根 耗 (cm ²)	烧失	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	TiO ₂	K ₂ O	Na ₂ O
92.8	86.5	2.62	0.19	72.44	13.99	0.43	1.14	0.52	1.08	0.02	0.23	4.98	4.9
203.7	89.7	1.32	0.19	74.50	13.31	0.13	0.80	0.69	0.66	0.04	0.13	4.60	5.1
171.5	97.8	4.80	0.45	72.62	14.05	0.20	1.20	0.37	1.43	0.07	0.21	4.12	4.1
192.6	101.5	6.57	0.19	73.68	13.23	1.05	0.58	1.34	0.71	0.05	0.24	4.33	4.2
215.4	94.1	2.98	0.16	76.22	12.43	0.10	0.96	0.06	1.24	0.07	0.14	4.25	3.5
233.3	103.0	7.83	0.12	70.25	15.01	1.63	1.63	0.89	1.84	0.05	0.30	3.36	4.3
216.0	97.3	12.1	0.20	73.12	13.69	0.95	1.31	0.62	1.56	0.05	0.24	3.42	4.9
213.0	105.1	5.63	0.11	75.98	12.62	0.45	0.78	0.37	0.84	0.05	0.14	4.50	4.1
89.0	89.5	6.38	0.09	75.62	12.92	0.50	0.53	0.30	0.26	0.02	0.12	4.87	4.1
101.8	92.8	3.14	1.04	74.44	13.17	0.97	0.76	0.44	1.21	0.05	0.18	4.57	3.4
157.1	90.0	8.02	0.22	70.54	14.34	1.53	1.14	0.88	1.55	0.05	0.31	4.13	4.1
144.0	94.6	7.41	1.04	66.42	17.24	2.73	1.16	0.19	1.72	0.03	0.25	3.27	5.3
184.0	99.7	2.86	0.06	71.88	13.46	0.58	0.87	1.53	1.40	0.05	0.24	5.02	4.4
218.7	110.6	1.79	0.28	72.58	13.40	0.68	1.07	1.45	1.08	0.02	0.18	6.24	3.7
212.7	86.3	4.21	0.50	75.64	12.62	0.25	0.65	1.13	0.45	0.04	0.08	4.39	4.0
162.6	87.4	7.53	0.31	67.86	15.92	0.93	3.15	0.90	2.65	0.07	0.30	3.03	3.7
171.2	91.2	0.31	0.42	74.60	12.75	0	1.49	0.34	1.27	0.07	0.13	4.34	4.1
163.7	104.0	3.75	0.25	72.03	13.76	0	1.35	0.55	1.65	0.06	0.14	4.99	4.7
238.2	98.5	3.40	0.71	61.48	15.57	4.00	2.87	2.64	3.57	0.07	0.41	2.79	4.3
374.3	79.8	10.87	0.65	48.8	12.54	8.80	14.54	1.39	8.95	0.18	0.37	0.49	2.1
267.1	74.8	11.16	0.89	48.58	14.80	9.45	14.66	0.34	9.45	0.08	0.19	0.35	2.0

杆等料石。

用于生产石米，彩色石米是生产彩色水磨石和做外墙水刷石的上好原料，白色石米可代替方解石做现浇水磨石的骨料。

用于雕刻工艺品，如雕刻人像、花瓶、文具、灯具、茶具、酒具、烟具等。

碳酸钙成分较纯的大理石可用做冶金熔剂以及水泥、玻璃、陶瓷、石灰、电石和碱的原料。

用于生产人造大理石，用聚酯粘合碎石，经真空振荡成型，再加工成板材。

(3) 板材边角料

可加工小面砖、拼花大理石、冰纹大理石、台历板、镇尺、画屏、花盆、骨灰盆、扬声器、电闸板、行道线板等。

(4) 大理石粉

可作建筑用砂和铸造用砂，碳酸钙成份较纯的大理石粉可作电焊条原料、生活用煤的脱硫剂。

(5) 废石浆

可做水泥原料和柏油路面的填充料。

2. 花岗石的物理性能和用途

1) 花岗石的物理性能

花岗石的物理性能取决于其矿物成分、结构及化学成份等因素。一般包括颜色、光泽(板材)、抗腐蚀、耐风化、耐磨损、硬度、密度、抗压、抗折等。花岗石的物理性能因地而异，我国部分花岗石物理性能和化学成分见表 1-11-299。

2) 花岗石的用途

(1) 装饰石材

花岗石抗腐蚀、防火、美观，因此用于大型建筑的饰面尤为壮观。由于其硬度大，抗腐蚀性强，因此比较讲究的现代化建筑的柱子和外饰面多用花岗石而不用大理石。

(2) 耐酸碱石材

由于它耐酸碱，抗腐蚀的特性(比不锈钢、玻璃钢、铸石还强)，因此它用于各种型号的贮酸碱的容器、槽罐。其优点是使用年限长、加工安装简便、造价低廉，故被广泛采用。

(3) 精密仪器的平板和量具

花岗岩在这方面的用途已有一、二十年的历史，并趋于逐步扩大。如研磨平板、电磁吸盘的平板、定位块、调整块、平行规、直角尺等。

11.2.27.2 大理石、花岗石的工艺分类及加工工艺

1. 大理石的工艺分类及加工工艺

1) 大理石的工艺分类

目前，我国大理石依其光面的基本颜色由浅到深可划分为白、黄、绿、灰、赭、红、黑七大类。其中每一大类以其光面的色彩和花纹特征又可划分为若干亚类(工艺上称为品种)。我国大理石工艺分类见表 1-11-300。

2) 大理石加工工艺

我国大理石工艺分类表

表 1-11-300

类别	岩石	颜色及其成因	品种举例
1	2	3	4
白色	白云岩、大理岩	着色元素含量极低(Fe_2O_3 0.02~0.17%, MnO 0~0.02%, TiO_2 0%), 呈白色, 少量灰白色	汉白玉、雪花、雪花白、蟹浪、晶白、苍白雪、燕岭白、河南白等
黄色	蛇纹石化大理岩为主, 少量含泥质、白云质大理岩	因含黄色蛇纹石和少量泥质, 呈深浅不同颜色	芝麻黄、香薰黄、锦黄、稻香等
绿色	蛇纹石化大理岩和蛇纹石化橄榄石砂卡岩	因含绿色蛇纹石和橄榄石, 呈深浅不同绿色	翠绿、丹东绿、金玉等
灰色	石灰岩和大理岩为主, 少量白云岩	因含少量有机质和分散硫化铁, 呈深浅不同灰色	杭灰、云花、艾叶青、银荷、化雨等
赭色	石灰岩和大理岩	因含氧化铁较高(Fe_2O_3 0.02~0.58%), 呈红褐色或红色花纹	晚霞、咖啡、虎皮、凝香、奶油、锦屏等
红色	大理岩和白云岩	因含氧化铁(Fe_2O_3 0.02~1.34%)和氧化锰(MnO 0~1.2%)较高, 呈深浅不同红色	桃红、紫豆瓣、铁岭红、红桃黑、紫红、纹脂奶油等
黑色	石灰岩为主, 大理岩次之	因含较高的有机质、沥青质和分散状硫化铁(黄铁矿、白铁矿等), 呈深浅不同黑色	墨玉、大连黑、墨晶、墨底白花、龟壁、墨碧、河南黑等

大理石板材加工工艺如图 1-11-1 所示。

2. 花岗石的工艺分类

花岗石的工艺分类依据颜色分成三大类, 大致能反映其成份, 结构及工艺名称, 详见表 1-11-301。

11.2.27.3 大理石、花岗石的一般工业要求

1. 颜色及花纹的要求

色泽美观, 花纹调和, 不存在灰黄等易氧化矿物杂质。岩石中矿物颜色调和、暗色矿石呈微粒均匀分散, 且不含粒状易风化物。

2. 机械强度性能要求

岩石坚硬, 具有良好加工性能。岩石结构以緻密、中细粒为好, 颗粒细密均匀, 无孔洞, 不存在微裂隙, 强度适当, 中等硬度。良好的石材强度为: 抗压强度 $7 \sim 11 \times 10^7 \text{Pa}$; 抗折强度 $0.8 \sim 1 \times 10^7 \text{Pa}$; 抗剪强度 $0.7 \sim 1.2 \times 10^7 \text{Pa}$; 肖氏硬度一般 $50 \sim 60 \text{HS}$; 普氏硬度 $3 \sim 5$ 为好。

3. 其它物理技术特性要求

(1) 透明性: 岩石中矿物作定向排列; 雕刻工艺要求具有半透明性。

(2) 绝缘性: 电击穿强度 $4 \sim 6 \text{kV/mm}$ 。

(3) 抗风化力: 不产生风化裂隙; 矿物颗粒不剥落; 在水份和温度变化时; 能长期保

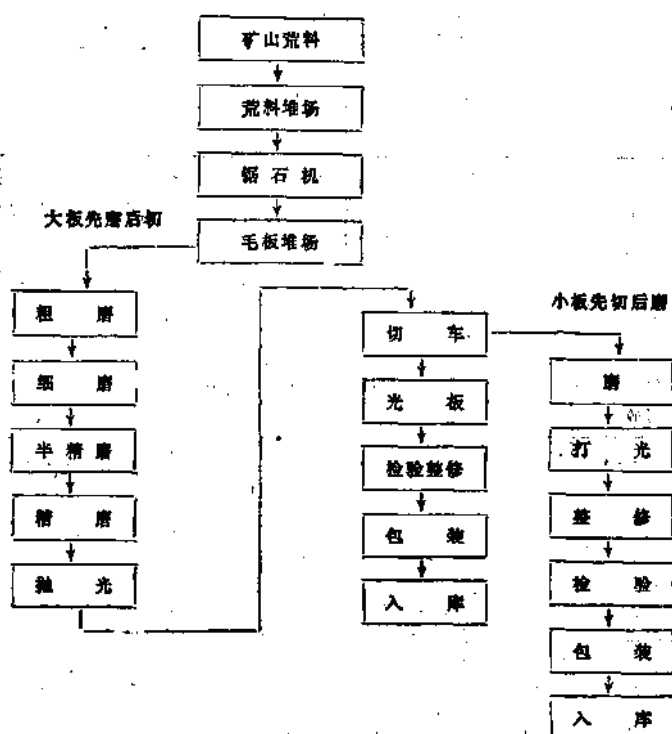


图 1-11-1 大理石板材加工工艺流程

花岗石工艺分类表

表 1-11-301

类 别	颜 色	工 艺 品 种	岩 石 举 例
红色花岗石	粉红、暗红、浅红、肉红、灰红色	白霓洞、南口红、古山红、寿石、长清花、柳阜红、花岗红、崂山红	花岗岩、云母花岗岩
灰白色花岗石	浅灰、灰白、白色	田中石、崂山石、花岗岩、大黑白点、厦门白、峰白面	花岗岩、云母花岗岩、角闪石花岗岩
灰黑色花岗石	灰黑、黑青、黑绿色	济南青、泰安绿、黄岗黑	花岗岩闪长岩、辉长岩、辉绿岩、长岩

持磨光面光泽。

(4) 抗水性(吸水性): 吸水率低于0.25~0.5%。

(5) 抗冻性: 抗冻失重经25次冻融小于2%, 强度降低小于25%。

4. 荒料块度规格

国家规定最小规格为 $90 \times 48 \times 25 \text{ cm}^3$; 部分生产矿石最小规格为 $60 \times 60 \times 30 \text{ cm}^3$ 。岩层单层厚度或单向节理间距小于300cm时, 岩体无工业价值。

5. 荒料率和板材率

我国部分大理石矿山的荒料率和板材率见表1-11-302。

6. 开采技术条件

大理石荒料率、板材率实例表

表 1-11-302

矿山名称	理论荒料率(%)	实际荒料率(%)	板材率(m^2/m^3)
黄山后大理石矿	77.1~84.8	43	17
二道沟大理石矿	62.2~70.1	19.6~31.4	15~16.5
白云洞大理石矿	—	20~30	—
耳毛山大理石矿	—	59.1~71.0	23.7~26.2
玉石岭大理石矿	—	7.0~20.5	18.1

最低可采厚度为2m; 夹石剔除厚度为2m; 最低开采标高应高于当地侵蚀基准面。剥采比应小于0.5。

11.2.27.4 大理石、花岗石产品质量要求

1. 天然大理石荒料

天然大理石荒料是指从矿床开采出来的具有规则形状的石材。规格料的尺寸分为九种, 见表1-11-303。

大理石荒料规格分类表 (cm)

表 1-11-303

长	90	68	98	115	130	195	140	165	160
高	48	68	68	85	98	98	130	116	140
宽	25	25	25	40	40	40	40	40	40
体积(m^3)	0.108	0.116	0.167	0.391	0.510	0.784	0.728	0.765	0.896

荒料两个成材大面上不得有裂纹, 超过40cm宽的荒料, 每宽40cm时, 在四个侧面上允许有大致平行大面的裂纹一条, 但裂纹两端所影响的宽度不得大于5cm, 见图1-11-1。

有关对荒料的其它要求, 可参见国家建筑材料工业总局所颁标准JC202—76。

2. 天然大理石建筑板材

天然大理石建筑板材的各个品种, 以其加工磨光后所显示的花纹, 特征及原料产地来命名。定形板材为正方形或矩形, 其规格见表1-11-304。

其它要求见国家建筑材料工业总局所颁标准JC79—84。

3. 花岗石荒料

荒料可根据岩石的基本色, 结构特征和产地进行命名、编号。荒料规格尺寸见表1-11-305。

荒料形状为矩形六面体, 六面名称如图1-11-3所示。

荒料表面的颜色应基本一致, 晶体颗粒分布均匀, 无裂纹, 不同颜色的色线长度应小于色线顺延方向荒料长度的1/10。不同颜色的色斑长度大于5cm。其它要求见建筑材料工业总局所颁标准JC204—83。

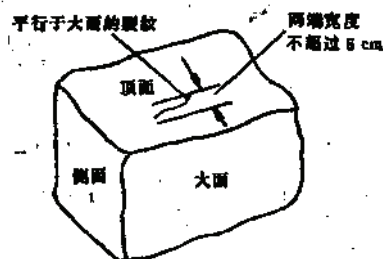


图 1-11-2 大理石荒料规格示意图

大理石规格表 (mm)

表 1-11-304

长	宽	厚	长	宽	厚
300	150	20	305	152	20
300	300	20	305	305	20
400	200	20	610	305	20
400	400	20	610	610	20
600	300	20	915	610	20
600	600	20	1067	762	20
900	600	20	1220	915	20
1070	750	20			
1200	600	20			
1200	900	20			

花岗石荒料规格表 (mm)

表 1-11-305

长 度	210	160	130	169	115	100	84
高 度	110	130	100	96	85	70	44
宽 度	95	77	60	45	≥40	≥40	32

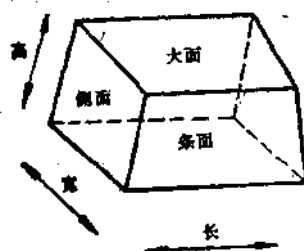


图 1-11-3 花岗石荒料外形名称图

花岗石建筑板材规格表 (mm)

表 1-11-306

长	宽	厚	长	宽	厚	长	宽	厚
300	300	20	900	600	20	305	305	20
400	400	20	1070	762	20	610	305	20
600	300	20				610	610	20
600	600	20				915	610	20

4. 花岗石建筑板材

花岗石建筑板材规格见表 1-11-306。

其它要求, 详见国家建筑材料工业总局所颁标准 JC200—76。

第十二章 金属与非金属矿床勘探类型 与勘探工程间距及各级储量比例要求

编写单位 乌鲁木齐有色冶金设计研究院

长沙黑色冶金矿山设计研究院

马鞍山钢铁设计研究院

苏州非金属矿山设计院

北京有色冶金设计研究总院

化工矿山设计研究院

秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院

沈阳铝镁设计研究院

长春黄金设计院

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

化学矿山规划设计院

吉林省冶金设计院

昆明有色冶金设计研究院

长沙有色冶金设计研究院

南昌有色冶金设计研究院

贵州省冶金设计院

长沙化学矿山设计研究院

编写人	张茂胜	莫全伟	李新文	曹铭芝	鞠毓斌
	姚剑辉	李运汉	杨长森	杨景生	祝修怡
	桂文华	陈绍兰	沈志平	李殿喜	邱世联
	俞玉婷	肖远秀	王循绪	吴振超	刘志庸
	冯汝江	高怀义	雷玉祥	陈遇源	王恩孚
	杨学敏	汪济灿	谷源长	何伦	

12.1 金属矿床类型及工程间距与各级储量比例要求

12.1.1 铁矿

12.1.1.1 铁矿床类型

1. 铁矿床成因类型

根据现行《铁矿地质勘探规范》规定,我国铁矿床成因类型的划分,见表1-12-1。

铁 矿 床 成 因 类 型 表

表 1-12-1

成因类型	成矿地质特征	矿体形态规模	矿石矿物及结构构造特征	伴生组分	矿床工业价值	矿床实例	
1	2	3	4	5	6	7	
1 岩 浆 晚 期 铁 矿 床	岩 浆 晚 期 分 异 型 铁 矿 床	产于辉长岩— 辉辉岩等基性、 超基性岩体中。 单个含矿岩 体断续延长数公 里至数十公里, 宽一至几公里	矿体呈较规整 的多层似层状, 矿体(层)累积 厚度数十至二、 三百米,延深数 百至千米以上, 规模多为大型	金属矿物以铁 磁铁矿为主,粒 状铁磁铁矿为次, 并含少量磁黄铁 矿、黄铁矿及其 它钴镍硫化物。 脉石矿物有辉 石、基性斜长石、 橄辉石、磷灰石 等。矿石具浸染 状、条带状、块 状构造,原铁磁 晶结构,固熔体 分解结构	伴生有Cu、Co、 Ni、Ga、Mn、P、 Se、Te、Sc及稀 族元素等	探明储量占 全国铁矿总储 量的第二位, 矿石开采量占 全国铁矿产量 的9%	攀枝花铁 磁铁矿床
	岩 浆 晚 期 贯 入 式 矿 床	产于辉长岩和 斜长岩岩体中, 或产于它们的接 触带	矿体形状不规 则,一般呈扁豆 状、似脉状,分 支复合、成群出 现。单个矿体长 数米,数十米至 数百米,厚度数 米至数十米,延 深数十至数百 米,规模为中、 小型	矿石矿物成分 和化学成分,均 大体与岩浆晚期 分异型类似。矿 石呈致密块状, 浸染状构造。矿 石中有用矿物颗 粒较大	常见金红石。 岩体中局部可形 成单独铁磷矿体		大庙铁磁 铁矿床
2 铁 接 触 交 代 —— 热 液 交代型 铁矿床	接触 交代型 铁矿床	产于中—酸性 侵入体与碳酸盐 类岩石的接触带	矿体个数不 等,大小各异, 厚度、长度变化 较大,有似层状、 扁豆状、果状等。 矿床规模一般为	矿石矿物以磁 铁矿为主,假象 赤铁矿为次,有 的出现较多菱铁 矿。脉石矿物以 透辉石、石榴子	伴生有Cu、Co、 Ni、Pb、Zn、Au、 Ag、W、Sn、Mo、 等	探明储量占 全国铁矿总储 量的第四位, 其中炼钢用铁 矿石约占全国 三分之一,矿	大冶铁矿 床

续表

成因类型	成矿地质特征	矿体形态规模	矿石矿物及结构构造特征	伴生组分	矿床工业价值	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7
2 接触交代——热液铁矿床		中小型，少数为大型	石为主，角闪石、碳酸盐矿物等次之		石开采量占全国铁矿产量的20%	
	热液型铁矿床	矿床分离、中、低温热液矿床，多与同时期的接触交代矿床相伴产出，多产于碳酸盐岩层中	矿体形态有脉状似层状、透镜状及其它不规则形状，矿床规模以中小型为主	矿石矿物：高温矿床主要为磁铁矿、赤铁矿、黄铁矿，中低温矿床为赤铁矿、菱铁矿、褐铁矿；非金属矿物：高温矿床有阳起石等，中低温矿床有石英、方解石等	伴生有Pb、Zn等	赫鲁铁矿山、菜园子铁矿床
3 与火山——侵入活动有关的铁矿床	与陆相火山——侵入活动有关的铁矿床	产于火山碎屑岩中的火山沉积矿床；产于玢岩体内部及其周围的火山岩接触带中的铁矿床；玢岩体与周围沉积岩接触带中铁矿床	矿体规模大小不等，以玢岩体顶部及其周围的火山岩接触带中的矿体规模最大。大型矿体长千米以上，厚几十至二、三百米，宽数百至近千米。矿体形状呈似层状、饼状透镜状、钟状、环状、团块状。产状多近水平或缓倾斜	矿石矿物有的以磁铁矿为主，假象赤铁矿、赤铁矿为次；也有以赤铁矿、假象赤铁矿为主的；菱铁矿含量因不同矿区而异。脉石矿物有透辉石、阳起石、磷灰石。矿石具块状、浸染状、角砾状、斑杂状、条带状等构造	伴生有V、P、S等	西山、梅山铁矿床
	与海相火山——侵入活动有关的铁矿床	产于地槽褶皱带约海底火山喷发中心附近，矿体赋存于一套由火山碎屑岩——熔岩（细碧岩与角斑岩）组成的建造中	矿体呈层状、似层状、透镜状、脉状、囊状，常成群出现。单个矿体走向长几十米至千米，厚几米至几十米，最厚达百米。延深百米以上。产状平缓，中小矿体产状较复杂	矿石矿物磁铁矿与赤铁矿互为主次，另有假象赤铁矿，菱铁矿和硫化物。脉石矿物有石英、钠长石、绿帘角闪石、绿帘石、辉石、角闪石、斜长石、磷灰石、白云母等。矿石构造与陆相火山侵入活动有关的矿床相同	伴生有Cu、Co、S、P、V等	大红山铁矿床

续表

成因类型	成矿地质特征	矿体形态规模	矿石矿物及结构构造特征	伴生组分	矿床工业价值	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7
4 沉积铁矿床	浅海相沉积铁矿床 震旦系宣龙式菱铁矿、赤铁矿床。矿层底板为细砂岩或砂质页岩, 顶板为黑色页岩夹薄层砂岩, 小断层较发育 泥盆系宁乡式菱铁矿含矿建造以砂页岩为主, 铁矿层褶皱较发育	矿层走向长数公里, 延深数百米, 一般有三、四层矿, 单层厚0.7~2m, 宁乡式含矿一至四层, 累积厚度不大, 但较稳定	宣龙式矿石以鲕状构造为主, 尚有豆状肾状构造 宁乡式矿石类型以赤铁矿、菱铁矿为主, 其次为细绿泥石矿石及上述几种的混合型矿石	宣龙式硫磷含量较低, 宁乡式磷高硫低	探明储量占全国第三位。由于矿石性质复杂, 难选, 矿石开采量仅占全国铁矿产量的4%。经济效益较差, 细绿泥石型矿石, 尚难利用	庞家堡、火烧坪等铁矿床
	海陆交替—潮相沉积铁矿床 含铁层与煤系地层关系密切, 有的产于碳酸盐类岩石侵蚀面上, 与粘土矿、粘土矿共生	矿层层位稳定, 有似层状, 层状, 透镜状, 矿层规模多为中、小型	矿石以菱铁矿为主, 或以赤铁矿为主, 或两者兼有, 脉石有绿泥石、石英、粘土矿物等	一般磷高硫低, 有的矿区含锰、铜、硫较高		燕江, 土台, 大罗明铁矿床
5 受变质沉积铁矿床	受变质铁硅铁矿床 通称“鞍山式”铁矿。矿体一般大而贫, 物质组成一般较简单, 为铁硅质沉积建造受区域变质的矿床分为三个亚类: 铁矿产于以角闪质岩石为主并夹有黑云变粒岩等岩石的岩层中, 有时夹有石英岩, 铁矿产于以黑云母质绿泥石质千枚岩和片岩为主的岩层中, 有的铁矿产于夹有大理岩的片岩、片麻岩及变粒岩的岩层中, 常呈复式褶皱, 使矿体重复出现	矿体多呈层状, 似层状, 延长几百米至几千米, 少数可达十余公里, 延深数百米至千米以上。铁矿有的是多层, 也有一、二层的 矿层厚者可达二、三百米	矿石矿物一般以磁铁矿为主, 有的矿区赤铁矿、假象赤铁矿较多 矿石中普遍含少量的碳酸铁、硅酸铁, 脉石矿物有石英、绿泥石、铁闪石、铁铝榴石、黑云母、碳酸盐等。矿石多具条带状构造、花瓣状、鳞片状、片状构造	多数矿区含硅较高。少数矿区产有富矿。含磷低	探明储量占全国总储量第一位。矿石大多易选。矿石开采量占全国铁产量的52%	弓长岭、南芬、东鞍山、鞍山等铁矿床
	受变质碳酸盐铁矿床 产于千枚岩、大理岩、白云质	矿体呈层状, 似层状, 扁	矿石矿物有赤铁矿、菱铁矿、			大寨子铁矿床

续表

成因类型	成矿地质特征	矿体形态规模	矿石矿物及结构构造特征	伴生组分	矿床工业价值	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7
5 受变质沉积铁矿床	盐铁矿床 大斑岩、板岩等 各类岩层之中， 或其接触面上， 以矿体厚度变化 大和富矿占比例 大为特征	豆状或不规则状	磁铁矿、褐铁 矿。脉石矿物有 石英、绢云母绿 泥石等。矿石构 造以块状为主， 脉状、条带状次 之			
6 淋滤型铁矿床	菱铁矿(有的 矿区含硫化物) 风化淋滤褐铁矿 床；金属硫化物 风化淋滤褐铁矿 床；含铁硫化物 砂卡岩风化淋滤 褐铁矿；玄武岩 风化淋滤富集 铁。本类矿床以 “铁帽”分布广 泛为特征	矿体形态受地 形及构造影响， 呈不规则或扁豆 状，规模一般小 型，也有大型矿 床	矿石以磁多 孔褐铁矿为主。 脉石为石英、碳 酸盐类、粘土矿 物等。具块状、 蜂窝状、葡萄状 或土状构造	常含Pb、Cu、 As、Co、Ni、S、 Mn、W、Bi等杂 质	矿石开采量 占全国铁矿产 量2%	观音山、 大宝山、大 降坪、分宜、 临澧等铁矿 床
7 其它重要铁矿床	矿区主要为 一套浅海相沉积 岩，由砂岩、砂 页岩、泥质白云 岩、白云岩、白 云质灰岩、铁矿 所组成，并经受 了程度较浅的区 域变质和一定的 接触变质作用	铁矿体主要赋 存于白云岩、白 云质结晶灰岩中 的透辉石透闪石 内，呈层状，似 层状产于复式向 斜内，主矿体长 2千米以上，宽 400多米，最大 垂深430m	矿石以含鳞片 状赤铁矿及石英 为主，并含少量 磁铁矿石及半假 象赤铁矿，铁磷 玉等	铁矿体以下有 单独的铜钴矿体	开采量占全 国铁矿产量的 6%。优质富矿 闻名	石碌铁矿
	矿床地层为前 寒武纪变质的 石英岩、板岩、 白云岩夹云母片 岩	铁矿体产于白 云岩中或白云岩 与硅质板岩接触 处，呈似层状透 辉状层产出。 含矿带东西长 为16000m，南北 宽1000~2000m， 主矿体长1250m， 水平厚度平均 245m，真厚99m， 最大垂深970m	铁矿石主要由 磁铁矿、赤铁矿 组成，含少量至 微量的硫化物。 脉石矿物有黄 石、钠辉石、钠 闪石、云母、重 晶石、白云石、 石英等	与稀有稀土矿 共生，有褐铁矿、 黄绿石、晶解石、 铁晶解石、铁晶 解石、铁钙矿、 铁金红石、包 头矿、黄铜矿、 独居石、氟磷 矿等。近矿围岩 中含有稀有土 元素，有的可成 单独矿体	矿石组份复 杂，矿石难选	白云鄂博 铁矿

2. 铁矿床勘探类型

根据现行《铁矿地质勘探规范》规定, 铁矿勘探类型, 见表 1-12-2。

铁 矿 床 勘 探 类 型 表

表 1-12-2

勘探类型	矿床地质特征	矿床实例
I	矿体分布范围广, 长达数公里以上, 呈层状, 似层状, 厚度、产状和矿石质量稳定, 构造简单到较简单, 有的矿体中有少量夹层	(1) 受变质沉积矿床: 高芬铁山、黄柏塔矿段, 鞍山王家堡子二、三矿区; (2) 矿体(层)厚度延伸稳定的海(湖)盆地沉积铁矿: 庞家堡矿区(10—36号勘探线构造较简单区)
II	矿体沿走向长达一公里以上, 矿体形状较规则, 常为层状, 似层状或大型透镜状, 厚度产状和矿石质量较稳定, 构造较简单, 或规模巨大, 但受后期断层、岩脉切割穿插的矿体, 矿体中常见夹层	(1) 矿体规模巨大, 厚度稳定, 但受后期断层或岩脉切割穿插的受变质沉积矿床和钒钛磁铁矿床: 迁安水厂、尖山、攀枝花等铁矿; (2) 矿体形态较规则, 规模大至中等, 产状较稳定的接触交代型或火山侵入有关的矿床: 梅山、大顶、四山等铁矿; (3) 规模大型、构造较简单的其它矿床: 白云鄂博、石碌北一矿体等
III	矿体规模一般为中型、形状不够规则, 常呈似层状透镜状和扁豆状, 厚度、产状变化较大, 矿石质量不够稳定, 矿床构造中等或较复杂, 矿体中夹层或包体较多	大冶铁矿(尖林山、龙洞、铁门坎矿段)、金岭铁矿、矿山村、玉泉岭、西石门、姑山、凤凰山等铁矿
IV	矿体规模小, 形状复杂, 一般呈中、小型的透镜状、脉状、囊状、扁豆状和不规则状, 厚度、产状变化大, 矿石质量不够稳定, 矿体多不连续, 常成矿体群	大庙、符山(6号矿体)、大冶铁矿(尖山36线以东段)凤凰山(小张山段)、马鞍山的大东山、大栗子等铁矿

12.1.1.2 铁矿床勘探工程间距

根据现行《铁矿地质勘探规范》规定, 铁矿床勘探工程间距, 见表 1-12-3。

铁 矿 床 勘 探 工 程 间 距 表

表 1-12-3

勘探类型	勘 探 工 程 间 距 (m)				矿床实例
	B 级		C 级		
	沿 走 向	沿 倾 斜	沿 走 向	沿 倾 斜	
I	200	100~200	400	200~400	见表1-12-2
II	100	50~100	200	100~200	同 上
III	50	50	100	50~100	同 上
IV	—	—	50	50	同 上

我国部分铁矿床采用的实际勘探工程间距及探采对比总结工程间距, 见表 1-12-

我国部分铁矿床勘探工程间距表

表 1-12-4

矿床名称	矿床类型		地质勘探工程间距(m)			探采对比总结工程间距(m)		
	成因类型	勘探类型	A级	B级	C级	A级	B级	C级
南芬铁矿	变质沉积铁矿床	I	200×100	200×150~180	B级下推有稀疏工程控制	200×100 (Fe ₂)	200×150~180 (Fe ₃) 200×100 (Fe ₂)	200×150~180 (Fe ₁ , Fe ₂)
鹿家堡铁矿	浅海相沉积铁矿床	I	100~120 ×100~120	在C级范围内按菱形加密成170~180另部分为300~200	300~400×200			
攀枝花钒钛磁铁矿	岩浆晚期分异型铁矿床	I~II	100 ×50~60	100×100~120 100×50~60	200×100~120 100×100~120			
梅山铁矿	与火山—侵入活动有关的铁矿床	I		100×100	141×141			
石碌铁矿	其它重要铁矿床	I		100×50	200×100		50×50	100×50~100
大冶铁矿	接触交代型铁矿床	II~IV	100~150 ×50~75	150×50~75	150×50~75 (在200×100内)		50~100×50	100×50~100 个别50×50
姑山铁矿	与火山—侵入活动有关的铁矿床	II		50×50	100×100			
大庙钒钛磁铁矿	岩浆晚期贯入式铁矿床	IV	坑: 25×50	坑: 50×60 钻: 50×30	钻: 50×50 B级外推	10~25 ×10~30	坑: 25~50×30~60 钻: 50×30	50×30~60
大孤山铁矿	变质沉积铁矿床	I	100×100	200×100	400×200	100×100	200×100~200	400×200

12.1.1.3 铁矿床各级储量比例要求

根据现行《铁矿地质勘探规范》规定, 各级储量比例要求, 见表 1-12-5。

铁矿床各级储量比例要求表

表 1-12-5

勘探类型	各级储量比例 (%)			矿床实例
	B级	C级	D级	
I	10~20	50~80	10~30	见表1-12-2
II	10~20	50~80	10~30	同上
III	10~20	50~80	10~30	同上
IV	—	C级应大于50%		同上

12.1.1.4 评价铁矿床勘探程度应注意的问题

(1) B级储量一般应分布在首期开采范围内;

- (2) 对于复杂的小型矿床, 探求C+D级或D级储量, 供探采结合使用;
- (3) 矿床勘探深度一般为300~400m, 盲矿体勘探深度视具体情况确定;
- (4) 地表槽井探工程间距一般可按同类型的勘探工程间距加密一倍。如第四系覆盖层较厚, 可改用浅钻或山地工程, 按地表槽、井探工程间距进行控制;
- (5) 如地形有利, 经济合理, 也可采用坑道探矿。

12.1.2 锰矿

12.1.2.1 锰矿床类型

1. 锰矿床成因类型

根据现行《锰矿地质勘探规范》, 按成因类型将锰矿床划分为表1-12-6所列四大类型。

锰矿床成因类型表

表 1-12-6

成因类型	矿床地质特征	矿床规模	矿床实例
1	2	3	4
海相沉积矿床	产于硅质岩、泥质灰岩、硅质灰岩中的碳酸锰矿床	多为大中型矿床	下雷、龙头、大通等锰矿床
	产于黑色页岩中的碳酸锰矿床	多为大中型矿床	湘潭、花垣、松桃、遵义、城口等锰矿床
	产于细碎屑岩中的氧化锰、碳酸锰矿床		瓦房子、斗南锰矿床
	产于白云岩、白云质灰岩中的氧化锰、碳酸锰矿床		衡县、涟水白垩锰矿床
	产于火山沉积岩系中的氧化锰、碳酸锰矿床	一般多为中、小型矿床	莫托沙拉锰矿床
沉积岩变质矿床	产于热变质或区域变质岩系中的氧化锰矿床	一般为中、小型矿床	黎塘、龙田内等锰矿
	产于热变质或区域变质岩系中的碳酸锰矿床	一般为中、小型矿床	紫甘山、天台山等锰矿床

续表

成因类型	矿床地质特征	矿床规模	矿床实例
1	2	3	4
层控铅锌块状矿床	本类矿床在某一地区,常产于某些比较固定的层位内,明显受到后期改造作用。矿体多呈透镜体产出,产状与围岩近似,但不完全整合,分枝复合、膨缩现象显著,并常伴有穿切围岩层理的矿脉。原生矿石有方铅矿—菱锰矿、硫锰矿—磁铁矿型和闪锌矿—锰菱铁矿型,呈粒状、球粒状结构,块状、浸染状、细脉状构造。次生氧化后,锰显著富集,有软锰矿—硬锰矿、软锰矿、硬锰矿—褐锰矿型矿石。铅锌矿物在半氧化带有白铅矿、铅矾等,在氧化带有铅硬锰矿、黑硬锰矿等一类矿物	一般为中、小型矿床	后江桥、玛瑙山等锰矿床
风化矿床	沉积含锰岩层的锰矿床	矿体保持原来含锰岩层的产状,沿走向延续较长,沿倾向受氧化带深度控制。矿石主要由各种次生锰的氧化物、氢氧化物组成,具次生结构和构造	河洞、东平、芦寨等锰矿
	热液或层控锰矿形成的锰矿床	产于某一地区层控矿床产出的地层的风化带内,矿体呈透镜体、脉状、囊状,矿石由各种次生的锰的氧化物、氢氧化物组成,常见铅硬锰矿、黑硬锰矿、水锌锰矿、黑硬锰矿,含铅锌较高,具次生结构、构造 与热液贵金属、多金属矿床有关的快锰矿,矿石呈土状、角砾状,含大量粘土或岩屑,其铁、锰含量只达一般指称的边界品位,但含金、银、铅、锌、铜等多种有用金属	高岭、小带、塔山、七宝山、蓬州等锰矿床
	淋滤锰矿床	常产于含锰沉积、岩层的构造破碎带、层间剥离带、裂隙、溶洞中,矿体呈脉状、透镜状、囊状,矿石主要由次生氧化锰、氢氧化锰矿物组成,具胶状、网脉状、空洞状、土状构造	一般为中、小型矿床
	第四系中的堆积锰矿床	矿石由各种锰矿的次生氧化物、氢氧化物组成,呈角砾状、次角砾状、豆粒状积聚于松散的砂质土壤中。矿体呈层状、似层状,产状与地面坡度基本一致,受含锰层的出露和地貌形态的控制	大、中、小型矿床均有
木圭锰矿床			八一、木圭、平乐、东寨桥等锰矿

2. 锰矿床勘探类型

根据现行《锰矿地质勘探规范》规定,锰矿床勘探类型划分为表1-12-7所列四个类型。

锰矿床勘探类型表

表 1-12-7

勘探类型	矿床地质特征	矿床实例
I	展布面积大,矿层稳定,构造简单的矿床	铜罗井锰矿南翼
II	展布面积大,构造简单而矿层尚稳定至不稳定的矿床;矿层稳定,构造简单而展布面积中等的矿床	前类矿床为斗南锰矿白姑矿段,后类矿床为龙头锰矿
III	展布面积中等至大,矿层稳定或尚稳定而构造复杂的矿床;展布面积中至大,构造简单至中等而矿层不稳定的矿床	前类矿床为湘潭锰矿,后类矿床为瓦房子锰矿、恩荣、凤凰、平乐等堆积锰矿
IV	矿体小而稳定或小而构造复杂的矿床	木圭锰矿

12.1.2.2 锰矿床勘探工程间距

根据现行《锰矿地质勘探规范》规定,锰矿床勘探工程间距如表1-12-8。

锰矿床勘探工程间距表

表 1-12-8

勘探类型	勘 探 工 程 间 距(m)				矿床实例
	B 级		C 级		
	沿 走 向	沿 倾 斜	沿 走 向	沿 倾 斜	
I	200	100~200	400	200	见表1—127
II	100	100	200~300	100~200	同 上
III	100~50	50	100~200	50~100	同 上
IV	—	—	50	50	同 上

12.1.2.3 锰矿床各级储量比例要求

矿山建设设计所需的各级锰矿石储量比例要求一般为：大、中型矿床，B级储量一般应占总储量的10~20%，C级应占总储量的60~70%，其余为D级。小型矿床或属于Ⅳ勘探类型的矿床，可不探求B级储量，只探求C+D级储量，其中C级储量应大于50%。

12.1.3 铬铁矿

12.1.3.1 铬铁矿床类型

1. 铬铁矿床成因类型

铬铁矿床按成因类型一般划分为表1-12-9所列的内生矿床、外生矿床和受变质矿床三大类型。

铬铁矿床成因类型表

表 1-12-9

成因类型	矿床地质特征	矿床实例
1	2	3
内生矿床	早期岩浆矿床 矿体与围岩没有明显的界限，产于超基性岩体内的矿体，形状常为似层状、透镜体、浸染状矿条等。矿石矿物为铬尖晶石，粒度细小，多为自形晶。脉石矿物主要为橄榄石（蛇纹石化），其它矿物则很少。矿石构造为均匀的不同稠密的浸染状。 产于基性—超基性杂岩体内的矿体多呈层状，并构成韵律状的矿层，矿石结构为细粒自形晶，构造为稀疏到稠密浸染或致密块状。	小松山铬铁矿
	分异式矿床 矿体在岩体内的产出部位不固定，也不完全限制在纯橄辉岩相带或纯橄辉岩分离体内，矿体与围岩界限为逐渐过渡或迅速过渡，呈似脉状、透镜状、浸染状的矿条矿囊等。矿石矿物主要为铬尖晶石，脉石矿物有橄榄石、蛇纹石、透辉石、黄铁矿等，结构随铬尖晶石的稠密程度的增加，粒度由中细粒变为粗粒到伟晶，构造、有均匀浸染状、斑杂状、条带状及致密状。	东风、南南、3756等铬铁矿
	贯入式矿床 矿体在岩体的产出部位以及近围岩同分异式矿床，但矿体与围岩界限截然清楚（浸染状矿体也不例外），呈似脉状、透镜状、浸染的矿条矿囊等，此外尚有脉状、板状、筒状，矿体外缘常有纯橄辉岩或绿泥石外壳。矿物组份、结构、构造等与分异式矿床相同。	萨尔托海、密云等铬铁矿

续表

成因类型	矿床地质特征	矿床实例
1	2	3
内生矿床	熔离式矿床 矿体在岩体的产出部位,近矿围岩,矿体与围岩界限,矿石矿物、结构等与分异式矿床相同。矿床主要由熔离作用形成,在内聚力的作用下先形成微小的点滴状,然后聚集成豆状或瘤状,逐步从残浆中分离出来。如受重力作用,豆状及瘤状熔铁矿沉积到残浆底部,可形成稀疏到稠密的瘤状矿体,偶尔也可见到受压力作用形成的瘤状矿石贯入的脉状体。本类矿床规模常很小,而且很少单独形成工业矿体	
	热液矿床 矿床受岩体内裂隙控制,呈脉状体产出,共生矿物有绿泥石、阳起石、滑石、蛭石等,矿床规模较小,其成因也尚有争议,主要是铬尖晶石不可能被热液溶解	尚未发现有经济价值的矿床
外生矿床	残积及坡积矿床 矿床产于原生铬铁矿床附近,具有一定的规模,可供开采利用	西南有些原生铬铁矿床附近有此类矿床
	红壤化残积矿床 是原生铬铁矿或超基性岩体经过风化、淋滤形成的矿床,与热带湿润气候有关。铬铁矿经风化去硅作用,就地分解成粉末状,常混有粉末状赤铁矿、褐铁矿。矿石品位较高,有的是岩石风化后淋滤形成红土建造,含铬、镍、钴、锰、铁等元素	古巴、菲律宾有此类型矿床
	砂矿床 原生铬铁矿或超基性岩风化后,受地表水的搬运分选,在河谷或海滨堆积成砂矿床	海南岛、东风铬铁矿
受变质矿床	矿床经区域变质作用或超变质作用,可形成的变质矿床。围岩为下元古代超变质的混合花岗岩、条带状混合岩及斜长角闪片麻岩等,附近无大的超基性岩体,仅有角闪岩、透闪岩岩的小透镜体;矿体呈豆荚状、透镜状、不规则状等;矿石矿物主要为铬尖晶石,脉石矿物几乎全为绿色的含铬金云母,结构以自形一半自形晶中、细粒为主,构造以浸染状为主,块状次之	鞍山山铬铁矿

注:铬铁矿床划分为三大类摘自《怎样找铬铁矿》,地质出版社,1974年。

2. 铬铁矿床勘探类型

根据我国已知铬铁矿床的地质特征,再综合勘探、设计及生产的实践,将铬铁矿床勘探类型划分为Ⅰ—Ⅴ类型,见表1-12-10。

铬铁矿床勘探类型表

表1-12-10

勘探类型	矿床地质特征	矿床实例
Ⅰ	单个矿体长度大于300m,形态规则,厚度变化稳定,品位变化均匀	
Ⅱ	单个矿体长度200~300m,形态规则到较规则,厚度变化稳定到不稳定,品位变化均匀或较均匀	鞍山山3756矿床的73号矿体、罗布莎I矿群的31号矿体
Ⅳ	单个矿体长度50~200m,形态较规则到很不规则,厚度变化较稳定或不稳定,品位变化均匀或较均匀	鞍山、萨尔托海I矿群
Ⅴ	单个矿体小于50m,形态不规则到很不规则,厚度变化较稳定到极不稳定,品位变化较均匀到很不均匀	萨尔托海I矿群的主矿体

12.1.3.2 铬铁矿床勘探工程间距

表1-12-10所划分的铬铁矿床勘探类型相对应的勘探工程间距,如表1-12-11所示。

铬铁矿床勘探工程间距

表 1-12-11

勘探类型	勘探工程间距 (m)				矿床实例
	B 级		C 级		
	沿 走 向	沿 倾 斜	沿 走 向	沿 倾 斜	
I	40	40	80	80	
II	20	20	40	40	见表1-12-10
IV	—	—	20	20	同 上
V	—	—	用IV类型勘探工程间距探求不到C级储量时,可供探采结合使用		同 上

12.1.3.3 铬铁矿床各级储量比例要求

按《金属矿床地质勘探规范总则》规定,大中型矿床B+C级储量占B+C+D级储量的70%以上,其中B级储量占B+C+D级储量的10~20%。

12.1.4 钒 矿

12.1.4.1 钒矿床类型

我国钒矿床按成因类型一般划分为表1-12-12所列内生矿床、外生矿床两大类型。

钒矿床成因类型表

表 1-12-12

成因类型	矿床地质特征	矿床实例
内生矿床	岩浆晚期钒钛磁铁矿床 矿床规模大小不等,钒以伴生组分赋存于矿床中,矿体呈似层状、扁豆状、似脉状,矿石以钒钛磁铁矿为主,粒状铁钛矿次之,矿石具浸染状、条带状、致密块状构造,脉石为基性斜长石、橄榄石、磷灰石等	攀枝花、大庙等铁矿
	与陆相火山—侵入活动有关的含钒磁铁矿床 矿床规模大小不等,钒以伴生组分赋存于矿床中,矿体呈似层状、脉状、透镜状、钟状、环状、团簇状,矿物以磁铁矿为主,假象赤铁矿、赤铁矿次之。脉石有透辉石、阳起石、磷灰石,矿石具块状、浸染状、角砾状、斑杂状、条带状等构造	凹山、梅山等铁矿
外生矿床	沉积型钒矿床 钒多以伴生组分赋存于沉积的铁、铝、锰矿床和煤层以及石油中。如某些沉积的鲕状赤铁矿石中, V_2O_5 含量常可达0.1%; 铝土矿中也常含 V_2O_5 达0.1%以上。钒在煤层和石油中含量较低,但其储量大,最主要的含钒页岩是碳质页岩及硅质页岩,前者 V_2O_5 可达1~2%,后者0.2~0.3%	新开塔钒矿、泥江口石煤矿、杨木堡钒矿等
	淋积型钒矿床 形成于含钒岩石和矿床的氧化带中,受角砾带、构造裂隙带控制,多产于砂岩或页岩的裂隙中,呈脉状、透镜状。成份复杂,有多种元素组合类型,钒、钾、铀共生组合较为多见,其中富含钒酸钾铀矿、水钒矿和钒云母等矿物,并有石膏伴生。矿石含 UO_2 0.5%, V_2O_5 1~1.5% 钒、铝组合产于某些多金属矿床的氧化带,矿石由钒酸铀钼矿、钒铝铀矿组成, V_2O_5 含量1~3%	

目前我国尚未制订钒矿地质勘探规范,还没有统一的勘探类型划分。

12.1.4.2 钽矿床勘探工程间距

由于我国还没有统一的钽矿床勘探类型标准,而一些矿区所采用的勘探工程间距差别较大,现列举如下矿床的勘探工程间距,供参考。

- (1)攀枝花钽铌磁铁矿 见表 1-12-4。
- (2)大庙钽铌磁铁矿 见表 1-12-4。
- (3)新开堂钽矿 B级 $200 \times 100\text{m}$, C级 $400 \times 200\text{m}$ (工程间距过稀)。
- (4)安化某钽矿 C级 $40 \times 40\text{m}$ 。
- (5)宜昌某钽矿 C级 $100 \times 100\text{m}$ 。

12.1.5 铌 矿

12.1.5.1 铌矿床类型

根据有关资料,我国铌矿床按成因类型划分为如表 1-12-13 所示的类型。

铌 矿 床 成 因 类 型 表

表 1-12-13

成因类型		矿床地质特征	矿床实例	
1		2	3	
岩浆型钽铌磁铁矿床	晚期岩浆分异型钽铌磁铁矿床	矿床规模大,矿体呈较规整的多层似层状,以铁磁铁矿为主,粒状铁钛矿次之,矿石具浸染状、条带状、块状构造,脉石有辉石、基性斜长石、橄榄石、磷灰石等	攀枝花钽铌磁铁矿床	
	晚期岩浆贯入型钽铌磁铁矿床	矿体规模中等,矿体形状不规则,一般呈扁豆状,似脉状,分支复合,成群出现。矿石矿物与岩浆晚期分异型类似,矿石呈致密块状,浸染状构造。矿石中有用矿物颗粒较大	大庙钽铌磁铁矿床	
	碱性杂岩中岩型钽铌矿床	超基性碱性杂岩中的铁矿床	矿床规模变化大,矿石以铁钛矿—铁磁铁矿组合为主,次为钽铁钛矿—铁磁铁矿组合。主要呈浸染状,部分为致密状矿石	大阜山金红石矿床
		霞石正长岩类中的铁矿床	矿体呈薄层状,由浸染状矿石组成,除含铁外,还含铈、钽、稀土元素,有时还有放射性元素。矿石矿物以铁钛钽铁矿为主,矿床规模不大	
		霞石正长岩和碱性正长岩的伟晶岩中的铁矿床	矿体呈小矿脉状、矿巢状,或为浸染状矿带。矿石类型有铁钛矿—铁磁铁矿石,钽铁钛矿—铁磁铁矿石。矿石中含铈、钽和稀土元素。含铁矿物以褐石、金红石为主,其次为铁钛矿。矿床规模不大	
变质矿床—金红石、铁钛矿床		矿床有含铁较高的粘土岩发生强烈变质而形成金红石或铁钛矿的铁矿床。其次是含铁较多的侵入岩和喷出岩发生变质时也能形成富含金红石和铁钛矿的铁矿床,如大阜山金红石矿、为古老的含铁钛矿的基性岩体受自变质和区域热变质作用而形成。金红石分布在变质基性岩体内各类岩石中,但主要分布在石榴角闪岩中,其次为石榴富闪辉角闪岩,而角闪辉角闪岩最少 另是在某些前寒武系和古生界的砂岩中,含有丰富的铁钛矿、铁钛矿、铁钛矿、白钛矿,经强烈的变质作用而形成变质矿床。矿床规模由小型到大型		

续表

成因类型	矿床地质特征	矿床实例
1	2	3
沉积钛矿床—现代海滨钛砂矿床	矿床规模由小型到大型都有,富含金红石、白钛石化钛铁矿、白钛石、锆石、独居石等。根据形状和生成条件分为: 沙丘砂矿—一般规模较大,但其中有用矿物含量较低为 $10\sim 20\text{kg}/\text{m}^3$ 海滩砂矿—较富,但产在薄层中,重矿物的含量,数十到数百 kg/m^3 滨海底流砂矿—其厚度、长度和宽度都很大,重矿物的含量,数十到数百 kg/m^3	保定、南港钛砂矿床
风化钛矿床	主要为残坡积和风化壳两种钛矿床,有工业意义的矿床多见于原生钛矿床地区,并且是由原生钛矿床风化而形成,一般规模不大	

目前我国尚未制订钛矿地质勘探规范,还没有统一的勘探类型划分。

12.1.5.2 钛矿床勘探工程间距

由于我国还没有统一的钛矿床勘探类型标准,而一些矿区所采用的勘探工程间距差别较大,现列举下列矿床的勘探工程间距,供参考。

(1)大阜山金红石矿 B级为 $100\times 70\text{m}$, C级为 $200\times 140\text{m}$ 。

(2)海南岛保定钛铁矿、独居石、锆英石砂矿 B级为 $400\sim 500\times 40\sim 80\text{m}$, C级为 $800\times 40\sim 80\text{m}$ 。

(3)海南岛南港钛铁矿、独居石、锆英石砂矿 C级为 $400\times 40\text{m}$ 。

(4)攀枝花和大庙钒钛磁铁矿的勘探工程间距,见表1-12-4。

12.1.6 铜 矿

12.1.6.1 铜矿床类型

1. 铜矿床工业类型

根据含矿岩石特点、矿体形成的条件、形态以及物质成分,现行的《铜矿地质勘探规范》划分的我国铜矿床工业类型,见表1-12-14。

我国铜矿床工业类型表

表1-12-14

矿床工业类型	成矿地质特征	常见的金属矿物	矿体形状	规模及品位	伴生组分	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7
斑岩铜矿	产于各种斑岩(花岗闪长斑岩、二长斑岩、闪长斑岩等)岩体及其周围岩层中	以黄铜矿为主,少量辉铜矿、斑铜矿、黄铁矿、辉钼矿等	层状、似层状、巨大透镜体	规模中、大型至巨大型,品位较贫,一般 $0.4\sim 1.2\%$	钼、硫、金、银、铋、铅、锌、钴等	铜厂、玉龙、多宝山、铜矿峪等铜矿床
砂卡岩铜矿	沿中酸性侵入体和碳酸盐类岩石接触带的内外带或离开岩体周围岩层产出	以黄铜矿、黄铁矿、磁铁矿、磁黄铁矿为主,少量辉钼矿、辉铜矿、方铅矿、闪锌矿、白铜矿、锡石等	似层状、透镜状、扁豆状为主,还有筒状、脉状等	规模大、中、小型均有,品位一般大于 1%	铁、硫、钨、钼、铅、铋、锡、铋、铜、钴、银、金、钼、钨等	铜官山、铜录山、永平、城门山、武山、华铜、寿王坟、弓棚子等铜矿床

续表

矿床工业类型	成矿地质特征	常见的金属矿物	矿体形状	规模及品位	伴生组份	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7
变质岩层状铜矿	在变质岩(白云岩、大理岩、片岩、片麻岩等)中沿层产出	以黄铜矿、斑铜矿、黄铁矿为主,少量辉铜矿、辉砷钴矿、方铅矿、闪锌矿、辉钼矿、磁铁矿等	层状、似层状、透镜状、扁豆状等	规模大中型为主,品位一般大于1%	硫、铅、锌、砷、钼、铋、金、银、硒、碲、铂族	汤丹、易门、新山、胡家峪、红透山等铜矿床
超基性岩铜镍矿	产于超基性岩(纯橄岩、辉橄岩、橄辉岩等)岩体的中、下部,矿石中铜镍共生	黄铜矿、方黄铜矿、磁黄铁矿、镍黄铁矿、紫硫镍铁矿等	似层状、不连续大透镜状等	规模大、中、小型均有,品位一般小于1%	铂族、钴、金、银、硒、碲等	金川、力马河、金平、盘石红旗岭等铜镍矿床
砂岩铜矿	在红色砂岩中的灰至灰绿色砂岩中沿层产出	以辉铜矿为主,少量斑铜矿、黄铜矿、自然铜、黄铁矿、方铅矿等	似层状、扁豆状、透镜状	规模中、小型为主,品位大部分大于1%	硫、铅、银、铜、钴等,一般银有回收价值	六苴、郝家河、车江、大同厂等铜矿床
火山岩黄铁矿型铜矿	产于变质火山岩(石英角斑岩、玢岩等)中	以黄铜矿、黄铁矿为主,其次为辉铜矿、斑铜矿、铜蓝、方铅矿、闪锌矿、磁黄铁矿、磁铁矿等	透镜状、大小不等的扁豆状、层状等	规模大、中、小型均有,品位一般1%左右	硫、铅、锌、钼、金、银、砷、硒、碲、铜、钴、铋、汞等	白银厂、红沟、刘山岩、大红山等铜矿床
各种围岩中脉状铜矿	产于各种岩石(侵入岩、喷出岩、变质岩、沉积岩)的断裂带中,倾斜常陡	以黄铜矿、斑铜矿、黄铁矿为主,其次有辉钼矿、闪锌矿、方铅矿、黝铜矿等	板状、脉状、复脉带	规模中、小型、品位一般大于1%	硫、铅、锌、金、银、钨、钼、铋、钴等	穿山洞、铜牛井、铜井、石花街、二道洋岔等铜矿床

2. 铜矿床勘探类型

根据现行《铜矿地质勘探规范》，我国铜矿床勘探类型划分列于表 1-12-15。

铜矿床勘探类型简表

表 1-12-15

勘探类型	主要矿体规模	矿体形态	厚度稳定性	主要组分分布均匀程度	矿床实例
I	规模巨大(走向长度大于1500m)	简单(规则的层状、巨大的透镜状、构造破坏很小)	稳定(厚度变化系数小于40%)至较稳定(厚度变化系数40~80%)	均匀(品位变化系数小于40%)至较均匀(品位变化系数40~100%)	德兴铜厂斑岩铜矿
II	巨大至大(走向长度1000~1500m)	简单至较简单(较规则的似层状、似板状、大透镜状,有断层错动破坏)	较稳定	较均匀	易门狮子山变质岩层状铜矿
III	大至中等(走向长度100~1000m)	较简单至复杂(不规则的透镜状,有分枝复合现象)	较稳定至不稳定(厚度变化系数80~130%)	较均匀至不均匀(品位变化系数100~150%)	白银厂火山岩黄铁矿型铜矿、铜官山铜矿
IV	中至小(走向长度小于100m)	很复杂(很不规则的透镜状、囊状、脉状等,分枝复合突变现象显著)	较稳定至不稳定	均匀至不均匀	狮子山砂卡岩型铜矿

续表

勘探类型	主要矿体规模	矿体形态	厚度稳定性	主要组份分布均匀程度	矿床实例
V	小	很复杂	较稳定至很不稳定 (厚度变化系数大于130%)	较均匀至很不均匀(品位变化系数大于150%)	华铜砂卡岩型铜矿

12.1.6.2 铜矿床勘探工程间距

根据现行《铜矿地质勘探规范》规定,铜矿床勘探工程间距及其勘探手段综合整理于表1-12-16。

铜矿床勘探工程间距及勘探手段表

表 1-12-16

勘探类型	B 级			C 级		
	工程间距(m)		勘探手段	工程间距(m)		勘探手段
	沿走向	沿倾斜		沿走向	沿倾斜	
I	100	100	一般用钻探探求,地形条件有利时亦可用坑道探求	200	100~200	一般用钻探探求
II	50~60	40~50	主要用钻探探求,一般需用坑道验证,地形条件有利时亦可用坑道探求	100~120	80~100	用钻探探求
III	40~50	30~40	一般用坑道配合钻探探求	80~100	60~80	用钻探探求
IV				40~60	40~60	主要用坑道配合钻探求得或坑道钻探结合求得
V	可参照IV类型工程间距控制到D级可供探采结合					

12.1.6.3 铜矿床各级储量比例要求

按《铜矿地质勘探规范》规定在详细勘探范围内,大中型铜矿床一般要求探明B+C级储量占B+C+D级的70%以上,B级储量一般应占5~10%,要求分布于首采地段。对某些地质条件复杂的铜矿床,经用较密工程仍探求不到B级储量时,可探求到C+D级,其中C级应占60~70%。

小型铜矿床一般只探求C+D级储量,其中C级占50%以上。

复杂的小型铜矿床(V类型),经用较密工程仍探求不到C级储量时,可探求D级储量,提交生产单位探采结合。

12.1.6.4 评价铜矿床勘探程度应注意的问题

从全国冶金系统设计院对我国20多个铜矿床探采对比总结成果来看,在勘探布置探矿工程和设计部门评定勘探工程控制程度时,表1-12-16所列工程间距只能视为基本的工程间距。对于具体矿床的勘探,必须充分研究矿体形态和组份的变化规律:在变化大的部位适当增加工程,始能有效地控制矿体形态和组份的变化,确保相应级别矿体控制的准确度,保证设计建设的顺利开展。

12.1.7 铅 锌 矿

12.1.7.1 铅锌矿床类型

1. 铅锌矿床工业类型

根据综合有关资料, 铅锌矿床可划分为表 1-12-17 所列七个工业类型。

2. 铅锌矿床勘探类型

铅锌矿床工业类型划分表

表 1-12-17

矿床工业类型	成矿地质特征	矿体形态及规模	矿石矿物及结构构造特征	伴生组份	矿床价值	矿床实例
变质岩层中的似层状透镜状铅锌矿床	矿床产于前震旦系结晶岩、片麻岩地层中, 岩层受强烈挤压形成急倾斜背、向斜。矿化受岩层片理带和角砾岩化带控制。矿体沿层间破碎带的片理方向扩展, 产状与围岩一致。围岩蚀变强烈, 有绿泥石化、绢云母化、硅化和钠长石化等	矿体呈似层状、透镜状, 延长可达千米以上, 延深可达数百米, 厚几米至几十米	主要金属矿物: 闪锌矿、方铅矿、黄铁矿、黄铜矿 脉石矿物: 绿泥石、石英、绢云母、钠长石 矿石具它形晶粒、交代、乳浊状结构, 条带状、皱纹状、块状、浸染状构造	银、铜、镉、铟等	品位中~富, 规模为大型	锡铁山、红透山等铅锌矿床; 沙利文(加拿大) 布罗肯希尔(澳大利亚)、霍洛德宁(苏联)
火山沉积岩中的似层状透镜状多金属矿床	矿床产于凝灰岩、有时为层状喷出岩中。矿区内常见线状侵入体。矿体产于岩层平缓褶皱背斜附近, 或背斜翼部层间破碎带中, 形态较稳定, 产状与围岩一致。围岩常发生角砾化、绢云母化、绿泥石化、黄铁矿化	矿体呈似层状、透镜状、脉状, 延长可达千米, 延深数百米, 厚几米至几十米	主要金属矿物黄铁矿、闪锌矿、方铅矿、辉钨矿; 脉石矿物为石英、绢云母、绿泥石、长石及由长石蚀变产生的云母, 以及方解石等。矿石具晶粒状、交代状、固溶分离状结构、浸染状、块状、网脉状构造	铜、银、金、钨、铋、铟	品位中等, 规模为大中型	小铁山、冷水坑等铅锌矿床; 奥泽尔、考良诺夫、里捷尔科(苏联)
接触交代及砂卡岩型不规则状铅锌矿床	矿床产于花岗岩类侵入体与碳酸盐类岩石的接触带及其附近围岩中, 矿体受接触带、断裂带及褶皱的控制, 围岩多砂卡岩化、大理岩化、硅化、绿泥石化, 有时具明显的分带性	矿体呈透镜状、不规则脉状、筒状、囊状, 形态产状复杂。矿体个数由十几个到上百个, 大小不等, 长几十米至数百米, 厚度不等, 延深达数百米	主要金属矿物为方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、有时见磁铁矿、磁石、白钨矿等 主要脉石矿物为砂卡岩类矿物、石英、方解石等 矿石具自形—它形晶粒结构、乳浊、交代残余结构, 浸染状、块状、细脉状、角砾状构造	金、银、铜、铋	砂卡岩类品位中~贫, 小型居多; 交代型中富矿为主, 规模为大中型	连南、夏山、天宝山、短仁等铅锌矿床; 水口山、黄沙坪、小西林铅锌矿床; 萨顿(苏联)马扎罗夫(保加利亚)、哲希布拉姆(捷克)

续表

矿床工业类型	成矿地质特征	矿体形态及规模	矿石矿物及结构构造特征	伴生组份	矿床价值	矿床实例
石灰岩中的交代型不规则状铅锌矿床	矿床主要产于地壳较为活动地带的石灰岩及钙质页岩中, 矿区内一般无酸性侵入体, 有时仅见基性岩脉出露, 外带常见花	矿体呈透镜状、似层状、不规则脉状、筒柱状、囊状等, 形态、产状变化大。矿体个数由几个	金属矿物为方铅矿、闪锌矿、黄铁矿。脉石矿物以方解石、白云石为主。矿石具自形晶—隐晶微粒状、生物状结	银、铜、钴、镍、汞	富矿石, 中至特大型	凡口、白云铺、关门山、大寨子等铅锌矿床
	肉岩基侵入。矿体产出受岩性、层位及断裂和褶皱控制、形态、产状复杂, 围岩有绢云母化、绿泥石化、硅化及黄铁矿化	至几十个, 长几百米, 厚几米至几十米不等	构, 浸染状、团块状、层状、条带状、胶状、块状构造			
层控型层状似层状铅锌矿床	矿床产于浅海相石灰岩、白云岩、有时为陆相碎屑岩或膏盐建造地层中, 附近常无岩基侵入体, 有时仅见辉绿岩脉出露。矿体产出受层位控制, 产状与围岩一致。规模不同的断裂和层间构造对后期富集改造起明显控制作用。围岩有碳酸盐化、硅化、重晶石化等	矿体呈似层状、透镜状、层状, 多与围岩整合产出, 矿体成层、成带, 产状规模很大、个别矿体巨厚	金属矿物为闪锌矿、方铅矿、黄铁矿、白铁矿、菱铁矿。脉石矿物为方解石、重晶石、石英、萤石等。矿石具胶结结构、晶粒状同心环状、环带状、条带状结构、胶状、带条状构造	铀、银、铜、镍	中—富矿石, 中至特大型	金顶、厂坝、栖霞山等铅锌矿床, 密西西比(美国)阿契赛、沙尔基亚(苏联)莫契兰采(保加利亚)、沃尔库希(波兰)
断裂带型充填脉状铅锌矿床	矿床产于千枚岩、板岩、片麻岩、砂页岩、花岗岩内的挤压破碎带中, 矿体的分布受张扭性、张性断裂构造控制。成矿以热液充填作用为主, 围岩常见绿泥石化、绢云母化、硅化、萤石化、重晶石化	矿体呈宽脉状、透镜状或复脉带沿破碎带分布、具分枝、复合、膨缩现象。单个矿体长几百至千米以上, 厚度不等	矿石金属矿物为方铅矿、闪锌矿, 有时见黄铜矿、白铜矿、锡石。脉石矿物为石英、萤石、重晶石、绢云母等具自形—它形晶粒、交代溶蚀结构; 细脉、浸染、角砾、晶洞构造	银、铜、镍、钨、钼	贫—中矿石, 中至大型	桃林、姚安、青城子等铅锌矿床, 萨根(苏联)马扎罗沃(保加利亚)、马雷(罗马尼亚)普希布拉姆(捷克)
残坡积洪积层中的似层状砂铅矿床	矿床产于第四系残坡积、洪积层中	矿体呈似层状、透镜状, 多为单层产出, 规模一般不大, 厚几米至十几米	金属矿物以铅锌氧化物为主, 脉石矿物为粘土类矿物。矿石具土状、蜂窝状、胶状构造	银、金、铜	中富矿石, 中、小型	会泽、老厂、赫章等铅锌矿床

根据现行《铅锌矿地质勘探规范》规定, 我国铅锌矿床勘探类型划分为五类, 详见表 1-12-18。

铅锌矿床勘探类型划分表

表 1-12-18

勘探类型	矿体延展规模			矿体复杂程度					厚度变化		有用组份分布		矿床实例
	总体规模	走向长度 (m)	分布面积 (km ²)	规则情况	矿体形态	产状变化	分枝复合	构造破坏	幅度	变化系数 (%)	品位变化	变化系数 (%)	
I	特大型	>1200	>0.8	规则	一般为层状或巨厚似层状	小	没有或稍有	一般无	小	<50	均匀至较均匀	<80或80~100	金顶铅锌矿1号矿体
II	大型, 个别为特大型	800 ~ 1200	0.4 ~ 0.8	较规则或规则	一般为似层状、脉状, 个别为层状	小	简单者居多	一般无	小至中等	50 ~ 80	不均匀至均匀	100~180或<80	桃林、铜铁山、厂坝等铅锌矿
III	以中型为主	150 ~ 800	0.02 ~ 0.4	一般较规则, 个别规则	以似层状、脉状、透镜状居多	较大, 中等为主	简单至中等	中等	中等至大	80 ~ 100	不均匀至较均匀	100~180或80~180	小铁山、栖霞山、银山、凡口等铅锌矿
IV	小型为多, 个别中型	<150, 个别150 ~ 800	<0.02或0.02 ~ 0.4	不规则至极不规则	透镜状、筒柱状、或脉状	小至中等或大	以中等为主	中等至复杂	中至大	>100	不均匀至极不均匀	100~180或150~200	水口山、关门山等铅锌矿
V	小型至较小型	<150	<0.02或0.02 ~ 0.4	极不规则	多为小透镜状、小筒柱状等	大	复杂	有时有断层破坏	大	>100	极不均匀	150~200	青城子、西榆皮、天宝山等铅锌矿

12.1.7.2 铅锌矿床勘探工程间距

根据现行《铅锌矿地质勘探规范》规定, 铅锌矿床探求各级储量的勘探工程间距见表 1-12-19。

铅锌矿床勘探手段, 第 I、II 勘探类型用钻探可以探求 B 级和 C 级储量, 但第 III 类型的 B 级储量应有少量坑探检查验证; 第 III 类型矿床用钻探可求 C 级储量, B 级储量一般应由坑探探求或坑钻结合探求; 第 IV 类型矿床一般用坑钻结合探求 C 级储量。

在地形有利, 或不适于钻探施工时, I—III 类型矿床也可用坑探探求各级储量。

12.1.7.3 铅锌矿床各级储量比例要求

对铅锌矿床地质勘探范围内的探明储量比例要求, 须视矿床规模大小和复杂程度分别确定: 大、中型矿床一般要求探明的 B + C 级储量应占 B + C + D 级总储量的 70% 以上, 其中分布在首期开采部位的 B 级储量应占 5 ~ 10%; 对某些地质条件复杂、经用较密工程间距控制仍不能求到 B 级储量时, 可探求 C + D 级储量, 其中 C 级储量应占 60 ~ 70%; 对某对小型矿床一般只探求 C + D 级储量, 其中 C 级应大于 50% 以上; 对复杂的小型矿床

些规模较小而地质条件复杂的矿床,其C级储量比例还可适当减少。

铅锌矿床勘探工程间距表

表 1-12-19

勘探类型	勘探工程间距 (m)			
	B 级		C 级	
	沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜
I	100	50~100	200	100~200
II	50~80	40~50	100~150	80~100
III	40~50	40~50	80~100	40~50
IV			40~50	40~50
V	一般沿走向为40~50,沿倾斜为50探求D级供探采结合			

注:1.表中所示工程间距,系指探矿工程控制矿体的实际距离;

2.当矿体规模、形态、品位变化情况沿倾斜较走向稳定时,如筒状、柱状矿体,则表中的走向工程间距可适当加密,倾斜工程间距可适当放宽。

3.为详细研究矿体赋存特点,地表槽、井探工程间距,一般应较相应类型的走向工程间距加密一倍。

(如第V勘探类型),经用较密工程仍探不到C级储量时,可少求C级,或探求D级储量供探采结合。

对地质勘探深度范围以下的深部矿体,用稀疏工程控制的D级储量,可不列入计算各级储量比例。

12.1.7.4 评价铅锌矿床勘探程度应注意的问题

由于铅锌矿石的氧化程度对选矿工艺流程、选矿指标等有较大影响。因此在勘探过程中,除应有勘探工程控制矿床氧化界线、正确圈定“三带”外,还应正确计算铅与锌的氧化率。在多数情况下,同一铅锌矿床铅与锌的品位、氧化程度、氧化深度和范围以及强度都不一样。这时须视矿床具体情况,结合铅和锌的品位高低、氧化程度的不同给选矿工艺造成的不同影响,合理地计算其氧化率,并在此基础上正确地圈定氧化界线和进行矿石工业类型的划分。

12.1.8 铍 矿

12.1.8.1 铍矿床类型

1.铍矿床工业类型

现行《铍矿地质勘探规范》划分的工业类型,见表1-12-20。

除表1-12-20所列几种主要矿床类型外,云英岩型矿床、伟晶岩型矿床、砂铍矿床等,因品位较低矿石难选或因规模小、形态复杂,目前开采利用极少,属次要矿床类型。

2.铍矿床勘探类型

根据现行《铍矿地质勘探规范》,将铍矿床勘探类型划分为四个类型,见表1-12-21。

我国钨矿床工业类型

表 1-12-20

工业类型	成矿围岩	矿体形态产状	主要工业矿物 及组分含量	主要伴生 组 分	矿床价值	矿床实例
石英大脉 型钨矿床	花岗岩及浅变质砂岩和板岩的内、外接触带。据赣南各钨矿统计,产于内接触带的占54%,外接触带的占36%,两者占90%	矿体呈独立大脉陡倾板状产出	含钨品位多在中等到较高,分布不均匀。以石英—黑钨矿—锡石,石英—黑钨矿(及少量白钨矿)—硫化物组合较多	Sn、Mo、Bi、Be、Cu、Pb及黄铁矿、毒砂等	矿床规模相差较大,大、中小型均有。由于矿石易选,回收率一般80%以上,此类矿床目前在我国的工业价值,储量约占50%左右,产量占90%以上(居我国首位)	大吉山、西华山、盘吉山、邓阜仙、石人峰、长营岭等钨矿
石英细脉 带型钨矿床	花岗岩及砂岩、板岩、页岩、片岩等的内、外接触带	矿体呈带状。由比较密集的含钨细脉,并常夹有少量含钨石英大脉及不含钨的围岩组成	有用组份分布均匀但较贫,主要矿物为黑钨矿、锡石	Mo、Pb、Cu、Be	含钨品位较低但分布比大脉型均匀。矿床规模多数为大、中型。矿石易选,但选别效果略次于石英大脉型。矿床的勘探与开采均按脉带进行,目前在我国部分被开采利用	上坪钨矿
石英细脉 浸染型钨矿床	花岗岩、花岗闪长斑岩,石英斑岩,个别产于附近的围岩中	由密集细小含钨石英脉网络交织,互相穿插组成,其中也有部分较大的含钨石英脉,矿体呈巨块状,似层状条带状和岩盖状等	矿物组合主要为白钨矿—黑钨矿—硫化物	Mo、Bi、Pb、Sn、Zn等	钨含量多属中等到较贫,分布均匀。规模较大,由大、中型到巨大型。矿石有较易选的,也有较难选的。较易选的回率也不及石英大脉型。这类矿床目前只有部分开采利用	行洛坑、莲花山、阳储岭等钨矿
层控型钨 矿床	控制矿体的地层,主要为元古界碎屑沉积岩夹火山岩和碳酸盐岩,寒武系浅变质泥砂岩夹碳酸盐岩或炭质板岩及泥盆系、石炭系砂页岩和碳酸盐岩或火山碎屑岩	含矿层由一层到数层,稳定、厚大、分布范围广,但工业矿体规模相差很大与地层产状基本一致,以缓倾斜的较多	矿物组合简单,常见的为白钨矿(黑钨矿)—硫化物。另有白钨矿—辉钨矿—自然金等	Pb、Zn,含钨赤铁矿、钨铁矿、磁黄铁矿	本类矿床规模多属大、中型。组份含量贫到中等。矿物颗粒较粗时为较易选的矿石,呈浸染状的细粒矿物较多时,为难选矿石。这类矿床,目前只有达到中等品位且矿石易选的被开采利用	沃溪、西安、大明山、南秧田等钨矿

续表

工业类型	成矿围岩	矿体形态产状	主要工业矿物 及组分含量	主要伴生 组 分	矿床价值	矿床实例
砂卡岩型钨 矿床	矿床产于花岗 岩类岩体与碳酸 盐类岩石和部分 碎屑岩的接触带 及其附近,有大量 砂卡岩矿物存在	矿体呈似层 状、透镜状、弯 曲条带状和囊状 等	主要矿物有白 钨矿、黑钨矿	Mo、Sn、 Cu、Zn、Pb、 Bi、等	本类矿床规模 大、中、小型均有, 矿石中含钨品位中 等,钨矿具局部富 集特征,主要工业 矿物白钨矿往往 呈粒状、浸染状 均匀地分布于砂卡 岩中或砂卡岩的裂 隙中,因钨颗粒细 小较难选。本类矿 床(包括复合型), 目前产量仅次于 石英大脉型矿床	瑶岗仙、 新田岭、蔴 坪、宝山、 柿竹园等钨 矿

钨矿床勘探类型划分表

表 1-12-21

勘探类型	矿体规模	矿体形态	主要组份分布 均匀程度(品 位变化系数%)	厚度稳定性 (厚度变化 系数%)	矿化连续性 (含矿系数)	矿床规模 及实例
I	矿体规模大至巨大 1. 巨大型: 长 > 1500m 深 > 800m 2. 大型: 长 1000~1500m 深 500~800m	矿体形态简单至较 简单,产状较稳定到 稳定,即:简单规则 层状、似层状,构造 破坏小 较简单巨大的凸镜 状,巨大的近似等轴 状,厚的带状或厚的 板状,构造破坏性小 至中等	品位较均匀至 均匀(较均匀 50~130,均匀 < 50)	厚度变化小 (< 80)	矿体基本连续 至连续 (连续 0.8~1.0 基本连续 0.8~ 0.9)	巨大型, 瑶岗仙钨矿
II	矿体规模中等至大 型 1. 大型 同上 2. 中等: 长 300~1000m 深 200~500m	矿体形态较简单, 产状较稳定,较简单 者即巨大的凸镜状、 巨大的近似等轴状、 厚的带状和厚的板 状,构造破坏性小至 中等	品位较均匀 (50~130)	厚度变化不大 (60~80)	矿化基本连续 (0.8~0.9)	中至大型 瑶岗仙钨矿 (I、II 矿 带)
III	矿体规模中等,少 数为大型 中等: 长 300~1000m 深 200~500m	矿体形态较简单至 较复杂的凸镜状、扁 豆状,不规则带状和 组织结构复杂的脉状	品位一般不均 匀,少数较均匀 或很不均匀 (不均匀为 130 ~250 很不均匀 > 250)	厚度变化不大 至较大 (变化较大 80~100)	矿化基本连 续,少数不连续 (不连续 0.5~0.8)	中型,少 数大型或小 型 湘东钨矿

续表

勘探类型	矿体规模	矿体形态	主要组份分布 均匀程度(品位 变化系数%)	厚度稳定性 (厚度变化 系数%)	矿化连续性 (含矿系数)	矿床规模 及实例
IV	矿体规模中至小型 小型:长<300m 深<200m	形态较复杂至很复杂的囊状变化大的脉状和不规则状,构造破坏中等至较大	品位不均匀至很不均匀 (不均匀为 130~250很不均匀>250)	厚度变化较大至很大 (变化很大>100)	矿体不连续,少数基本连续 (不连续0.5~0.8 基本连续 0.8~0.9)	多为小型 少数中型 棕树坑钨矿

12.18.2 钨矿床勘探工程间距

现行《钨矿地质勘探规范》规定的勘探工程间距,见表1-12-22。

钨矿勘探手段及工程间距表

表 1-12-22

勘探类型	勘探手段	勘探工程间距(m)			
		B级		C级	
		沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜
I	钻探	100	50~100	200	100~200
II	坑探(穿脉或沿脉)	50~100	50~80	100~120	100~120
	钻探	50~100	40~50	100	80~100
III	坑探(沿脉)		40~50		100
	坑探(穿脉加短沿脉)	40~50	40~50	80~100	80~100
	钻探			80~100	60
IV	坑探(沿脉或穿脉加短沿脉)			50~60	40~50
	钻探			50	40

I类矿床一般采用钻探,但B级储量需用坑道检查,有条件时,B级也可用坑道求得。C级储量一般用钻探求得,有条件时,也可用坑道求得。II类中的石英大脉型矿床,B级储量一般用沿脉坑道求得,C级储量以沿脉坑道为主、钻探为辅求得。若用穿脉加短沿脉坑道,需有同沿脉坑道对比的资料。其它类型矿床的B级储量用坑道求得,C级储量以钻探为主,坑道为辅求得。IV类矿床中的石英大脉型矿床,C级储量一般用沿脉坑道求得,经过与沿脉坑道对比。可行时,可用穿脉加短沿脉坑道探求。其它类型矿床,可用坑钻结合求得。另外,在一个矿区中,各矿段(区段或脉组)应根据地质条件的复杂程度,分别确定其勘探类型,手段和工程间距。

12.1.8.3 钨矿床各级储量比例要求

现行《钨矿地质勘探规范》规定的钨矿各级储量比例:大中型矿床,一般要求探明B+C级储量应占B+C+D级储量的70%以上,B级储量应占5~10%。因地质条件复杂,经用较密的工程仍探求不到B级储量的大、中型矿床,或难以探求B级储量的隐伏矿床,

可探求C+D级储量,其中C级应占50~70%。小型矿床一般只探求C+D级储量,其中C级应占30~50%。非常复杂的小矿床,经用较密工程仍探求不到C级储量时,可探求到D级储量,提交生产单位探采结合使用。B级储量一般要求分布在浅部首期开采地段。若浅部矿体多属贫矿或小矿体,则勘探部门可与矿山设计部门协商,另行选择探求B级储量地段。

12.1.8.4 评价钨矿床勘探程度应注意的问题

根据我国钨矿床地质勘探工作的实践和探采对比总结,在钨矿床的勘探过程中应注意:

(1)钨矿床品位变化较大,大多数脉状钨矿床开采与勘探比较,其品位或金属量误差比脉幅或矿石误差大,因此应注意品位的控制。

(2)钨矿勘探手段应以坑探为主,钻探为辅。在探求第Ⅱ勘探类型的脉状矿床时,单独的钻探手段不能求取C级储量。坑钻结合一般只有在矿体稳定部位或深部远景地段可以求取C级储量。单独的穿脉坑道不能求取C级储量,经过与沿脉坑道对比可行时,可用短沿脉坑道(12~16m长)配合穿脉坑道求取C级储量。求取工业储量所使用的沿脉坑道比例不应小于25~30%。

12.1.9 锡 矿

12.1.9.1 矿床类型

1.原生锡矿床类型

我国原生锡矿床类型划分一般如表1-12-23所列四大类十种矿床类型。

我国原生锡矿床类型划分表

表 1-12-23

矿床类型	地质产状	常见矿物	矿体形态	共生及伴生组份	规模及品位	矿床价值	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7	8
锡石-硫化物类	产于花岗岩类岩体外接触带的构造裂隙,层间裂隙及节理发育的碳酸盐地层中。硫化物呈网脉状至块状充填交代。矿石中硫化物占70%以上	磁黄铁矿、毒砂、黄铁矿、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、锡石、黄锡矿、绿泥石、金云母、黑云母、石英、方解石、长石、电气石、石榴子石。氧化后多为粘土类矿物和含铜、铅、锌等氧化物的褐铁矿、赤铁矿石	脉状、层状、似层状、凸镜状	Cu、Pb、Zn、S、As、CaF ₂ 、In、Ga、Ge、Cd、Ag、Sc	大、中、小型锡品位中~富	分布广,规模巨大,占全国探明储量的24.99%左右。较难选,是我国锡矿的主要类型和锡生产的主要矿石来源	个旧、花岭、长埔、吉水门、厚婆坟、九毛等锡矿

续表

矿床类型	地质产状	常见矿物	矿体形态	共生及伴生组分	规模及锡品位	矿床价值	矿床实例	
1	2	3	4	5	6	7	8	
锡石—硫化物类	硫化物—硫酸盐型	产于远离花岗岩类岩体外接触带的构造裂隙及层间挤压带中。围岩为磨豆状灰岩、条带状灰岩、灰页岩互层、硅质岩及燧灰岩。硫化物、硫酸盐类矿物呈网脉状、块状充填交代	磁黄铁矿、黄铁矿、毒砂、闪锌矿、方铅矿、黄铜矿、锡石、辉钼矿、辉铋矿、菱铁矿、方解石、石英、萤石、电气石、石膏	层状、似层状、脉状、凸镜状、网脉状	Pb、Zn、Sb、S、As、In、Ga、Cd、Ag	大型、特大型锡品位中~富	规模巨大，储量集中，占全国锡探明储量的27.28%左右。较难选，是我国锡矿的主要工业类型	大厂91、92、100号等锡矿体
	绿泥石型	产于泥质砂岩、页岩的构造裂隙中	黄铁矿、磁黄铁矿、锡石、黄铜矿、辉钼矿、绿泥石、石英、金云母、黑云母、石榴子石、绿帘石	脉状	Cu、S	小型锡品位贫	探明储量占全国0.63%，一般数千吨。有小规模生产	飞凤山、银瓶山等锡矿
锡石—砂岩类	硫化物砂岩型	产于花岗岩与碳酸盐类岩石的直接接触带及外接触带层间裂隙中。硫化物呈浸染状、网脉状、脉状、矿体形态复杂	磁黄铁矿、磁铁矿、毒砂、黄铜矿、方铅矿、铁闪锌矿、黄铁矿、锡石、黄铜矿、马来亚石、白铜矿、辉钼矿、辉铋矿、石榴子石、透辉石、阳起石、透闪石、角闪石、符山石、硅灰石、方柱石、绿帘石、萤石、云母、石英、斜长石、方解石	层状、似层状、凸镜状、脉状	Cu、Pb、Zn、W、Mo、Si、S、CaF ₂ 、In、Ga、Ge、Cd、Ag、Au	大、中型锡品位中~富	储量较大，占全国探明储量26.9%，矿石成分复杂，要经重一浮一磁等复杂流程处理。大多可选，大部已开采利用	都龙、个旧、昔家老、铁甲等锡矿
	磁铁矿砂岩型	产于花岗岩与灰岩、白云质灰岩、粉砂岩、火山岩接触带及其附近层间裂隙中	磁铁矿、磁黄铁矿、赤铁矿、锡石、黄铜矿、铁闪锌矿、毒砂、黄铁矿、辉钼矿、辉铋矿、石榴子石、透辉石、阳起石、透闪石、角闪石、钙铁辉石、符山石、绿帘石、斜长石、金云母、绿泥石、硅灰石	层状、似层状	Fe	大、中型锡品位贫	储量较大，含胶态锡硫化锡高，难选，大部列为表外。当矿石中锡石属于粗粒级时可以利用；锡石呈微粒包裹时，正在通过选冶联合流程回收锡铁	大顶、沙粘、黄冈、淳安等锡矿
锡石—石英类	电气石型	产于花岗岩体外接触带的硅质岩层（砂岩、粉砂岩、角岩、变辉绿岩）、碳酸盐地层及混合花岗岩体内的构造裂隙中	锡石、黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿、绿帘石、黑钨矿、毒砂、电气石、石英、辉钼矿、斜长石、条状长石、白云母、萤石、绿帘石、石榴子石、透辉石、符山石、方解石	脉状、细脉状、凸镜状	Cu、W、Be	大中型锡品位中~富	占全国探明储量3~4%，易选，大部已开采，工业意义较大	一洞、云龙、个旧老厂、卡房等锡矿

续表

矿床类型	地质产状	常见矿物	矿体形态	共生及伴生组分	规模及锡品位	矿床价值	矿床实例	
1	2	3	4	5	6	7	8	
锡石—石英类	石英型	产于花岗岩类岩体内及外接触带围岩的构造裂隙中,围岩有花岗岩、砂岩、板岩、石英云母片岩、灰岩等	黑钨矿、锡石、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、毒砂、白钨矿、绿柱石、辉钼矿、石英、钾长石、黄玉、萤石、白云母、绿泥石	脉状、细脉状、网脉状、凸镜状	W、Cu、Pb、Zn、Be、Mo、Bi	大、中、小型品位中~富	占全国锡探明储量15%,易选,分布广。大部已开采利用、工业意义较大	锡山、宝山峰、珊瑚等锡矿
	云英岩型	产于花岗岩顶部和岩体内构造裂隙中	锡石、黑钨矿、黄铁矿、闪锌矿、方铅矿、磁黄铁矿、辉钼矿、黄铜矿、辉铋矿、绿柱石、毒砂、石英、白云母、萤石、黄玉、绿泥石、长石	似层状、凸镜状、囊状、脉状、	W、Mo、Cu	小型锡品位贫	探明储量比例少,易选。小规模生产,有一定工业意义	大营、宝山东锡矿
锡石—长石类	蚀变花岗岩型	锡、钨、钼等金属矿物呈浸染状产于花岗岩体顶部的钠长石化、云英岩化、黄玉化蚀变带中	钨钼矿、钨铁矿、粗金红石、细晶石、锡石、黑钨矿、毒砂、白钨矿、富铅辉石、磁黄铁矿、辉钼矿、长石、钠长石石英、铁白云母、绿白云母、萤石、黄玉	似层状、包壳状	Nb、Ta、W	中型锡品位贫	锡常和钨、钼共生,占全国锡探明储量的1.5%左右。易选,已开采利用,具有一定的工业意义	果木、老虎头等锡矿
	花岗岩型	产于花岗岩岩筒、岩株顶部的蚀变(云英岩化、钾化硅化、青盘岩化)带中	锡石、黑钨矿、辉钼矿、辉铋矿、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、磁黄铁矿、赤铁矿、磁黄铁矿、石英、白云母、黑云母、斜长石、黄玉、电气石、绿泥石	等轴状、扁柱状、脉状	W、Mo、Bi、Cu	大、中、小型、锡品位贫	储量较大,锡石颗粒细,但可选。已部分开采,有一定工业价值	锡坪银岩锡矿

2. 锡矿床勘探类型

根据现行《锡矿地质勘探规范》规定,我国原生锡矿床划分为四个勘探类型,砂锡矿床亦划分为四个勘探类型,见表1-12-24及表1-12-25。

12.1.9.2 锡矿床勘探工程间距

根据《锡矿地质勘探规范》规定,原生锡矿床一般采用钻探和坑探综合手段进行,其间距见表1-12-26。砂锡矿则以钻探(砂钻)为主,其间距见表1-12-27。

12.1.9.3 锡矿床各级储量级别比例要求

大、中型矿床一般要求探明B+C级储量占要求勘探深度范围内B+C+D级储量的

原生锡矿勘探类型划分表

表 1-12-24

勘探类型	主要矿体形态、规模、复杂程度	厚度稳定性 (变化系数%)	有用组分均匀性 (品位变化系数%)	矿化 连续性	矿床实例
I	似层状、特大型(走向长>1500m)、简单	稳定(<50)	一般不均匀 (120~200)	连续	大厂长坡区硫化物-硫酸盐型92号矿体
II	凸镜状为主、大型(倾斜长500~200m)、似层状、大型(走向长1000~700m)、凹盆状。形态简单至较简单		一般不均匀	连续	大厂长坡区硫化物-硫酸盐型91号矿体, 松树脚锡石-硫化物砂卡岩型1-1矿体
III	似层状、中型(走向长700~300m)、板脉状、中型(走向长1000~400m倾斜200~150m)、凸镜状、中型(倾斜长200~100m)。简单至较简单	较稳定 (50~100)	一般较均匀 (60~120)至不均匀	连续	锡山锡石-石英型18号矿体, 栗木老虎头蚀变花岗岩型矿体
	管条状、大型(倾斜长>500m, 截面积>200m ²)、板脉状大型(走向长>1000m、倾斜长500~200m)。形态复杂		不均匀	连续	马拉格锡石-硫化物型22及4号矿体, 长埔锡石-石英型V ₂ 矿体
	矿石类型复杂的脉状、大型	不稳定		连续	大厂长坡区硫化物-硫酸盐型0号矿脉
IV	似层状小型(走向长<300m)、脉状小型(走向长<400m、倾斜长<150m)、凸镜状小型(倾斜长<100m)。形态很复杂	不稳定	一般很不均匀 (>200)	较连续	老厂锡石-硫化物型2-4、11-3, 卡房1~2~1, 锡山锡石-石英型9号矿体

砂锡矿勘探类型划分表

表 1-12-25

勘探类型	主要矿体形态、规模、复杂程度	基岩起伏情况	长、宽、厚度稳定性	有用组分均匀性 (品位变化系数%)	矿床实例
I	形态简单的带型层状冲积河谷砂矿、或规则的扇形残坡积砂矿。特大型(长>3000m, 宽>400m)	较平缓	稳定	一般较均匀 (500~100)	牛屎坡砂锡矿
II	形态简单的河谷砂矿, 分布不规则的阶地砂矿, 残坡积型, 山麓斜波砂矿。中型(长500~1000m, 宽100~200m), 大型(长1000~3000m, 宽200~400m)	河谷砂矿中基岩平缓或起伏大	较稳定	一般较均匀	牛砵岭砂锡矿
III	形态较简单至复杂, 中型至小型(长2500m, 宽<100m)	岩溶发育, 起伏大	不稳定	一般较均匀至不均匀(100~500)	新桂残坡积砂锡矿、冯屋冲冲积砂锡矿
IV	形态很复杂的不规则状、漏斗状、管状, 岩溶充填砂矿及小型人工堆积砂矿	岩溶作用强烈	很不稳定	一般较均匀至不均匀	白面山、珊瑚、木源头等砂锡矿

原生锡矿床勘探工程间距表

表 1-12-26

勘探类型	矿体形态	B 级		C 级			
		工程间距(m)		工程间距(m)		勘探手段	
		沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜	勘探手段	
I	似层状 凸镜状	50~60	50~50	钻探、坑道检查	100~120 100~120	钻探	
II	似层状 凸镜状	40~50	40~50	钻探、坑道检查	80~100 80~100	钻探	
III	似层状 凸镜状	30~40	30~40	坑道结合	60~80 40~50	钻探	
	脉状	30~40	30~40	坑道	60~80 40~60	坑道结合	
	管条状	10~20	30~40	坑道	20~10 60~80	坑道结合坑内钻	
IV	似层状 凸镜状				40~50 30~40	坑道结合	
	脉状				40~50 30~40	坑道结合	
	管条状				10~20 30~40	坑道	

砂锡矿床勘探工程间距表

表 1-12-27

勘探类型	成因类型	勘探工程间距(m)			
		B 级		C 级	
		沿长轴	沿短轴	沿长轴	沿短轴
I	冲积河谷型	400	40	800	40
	残坡积山麓型	100	100	200	100
II	冲积河谷型	200	20	400	20~40
	残坡积山麓型	40~50	40~50	80~100	80~100
III	冲积河谷型	100	10~20	200	10~20
	残坡积型	40	20~40	60~80	40~80
IV	岩溶洼地人工堆积			40	40

70%，其中B级储量一般应占B+C+D级储量的5~10%。对某些地质条件较复杂的大中型矿床，经用较密工程仍探求不到B级储量时，可探求50~70%的C级储量。B级储量一般应分布在首期开采地段。

小型矿床只探求C+D级储量，其中C级应占40~50%。复杂的小型矿床，C级储量还可降低，经用较密工程仍求不到C级储量时，可探求D级储量。

12.1.9.4 评价锡矿床勘探程度应注意的问题

当锡矿石中存在多种含锡矿物时，要用多种手段系统查明锡的物相及其分配比。当不同的锡物相（锡石、锡、硫化锡、胶态锡等）在空间分布上有规律可循时，要分别圈定。设计建设和生产实践说明，衡量一个锡矿床的勘探程度是否能满足设计建设要求，高度重视锡物相的研究程度是非常重要的。因此在审查勘探程度时，必须特别注意对锡物相的研究结论是否明确，是否有充分的分析和试验依据。

12.1.10 钼 矿

12.1.10.1 钼矿床类型

1. 钼矿床工业类型

现行《钼矿地质勘探规范》将钼矿床划分为内生和外生两大类。

(1) 内生钼矿床划分为三种主要工业类型, 见表 1-12-28。

内生钼矿床工业类型表

表 1-12-28

工业类型	矿床地质特征	矿体形态规模	矿石矿物及结构构造	伴生组份	矿床价值	矿床实例
斑岩型钼矿床	矿床赋存在花岗岩体内及其近矿围岩中。矿体形态、产状严格受岩体内外接触带控制 主矿体形态简单, 呈巨大长柱状, 在主矿体周围边缘具分枝尖灭现象 围岩蚀变发育, 岩体内部具绢云母化、高岭石化、云英岩化; 围岩为细碧岩, 具角闪岩化、黑云母化、辉长石化。矿石由含辉钼矿的石英细脉及其所穿割的矿化岩体与围岩构成	巨大长柱状, 长2200m以上, 厚500~600m, 延深大于800m, 矿体大部分裸露地表	辉钼矿、黄铁矿、黄铜矿、磁铁矿、方铅矿、闪锌矿、辉铋矿等, 矿石具细脉浸染状构造	S、Cu、Pb、Zn	规模巨大, 含Mo 0.09~0.12%。工业价值很大	金堆城钼矿
砂卡岩型钼矿床	矿床赋存于花岗岩与碳酸盐岩接触带的砂卡岩中, 矿体形态取决于接触带和砂卡岩的产状。含矿砂卡岩主要是石榴子石透辉石砂卡岩, 尤其是钼富矿往往产于石榴子石砂卡岩中。在平面上具有带状分布特征。围岩为灰岩和砂岩, 蚀变主要有砂卡岩化、硅化、绢云母化, 呈带状分布	主矿体呈不规则脉状产出, 长大于1400m, 厚13.5m, 垂直延深一般为250~400m。分枝矿体呈透镜状, 一般长50~330m, 延深60~350m	辉钼矿、黄铁矿、黄铜矿、磁铁矿、方铅矿、闪锌矿等, 矿石具浸染状、细脉浸染状构造	S、Cu、Pb、Zn	大中型, 含Mo 0.06~0.15%。工业价值较大	杨家杖子钼矿
脉型钼矿床	矿体赋存于裂隙发育的地质体中, 由含辉钼矿的脉体组成矿石。矿脉常见的脉石为石英脉, 也有花岗伟晶岩和碳酸盐脉。若岩脉中含矿细脉带成群密集发育, 可向斑岩型矿床过渡	矿体呈脉状	多种金属组合: 钼钨矿床, 钼铜矿床, 钼铅矿床, 还有单钼矿床	W、Cu、Pb	一般为中小型, 含Mo品位高, 有工业价值	青田、白石峰、铜牛井等钼矿

(2) 外生钼矿床主要有砂岩型和黑色页岩型二种, 目前我国较少利用。

2. 钼矿床勘探类型

现行《钼矿地质勘探规范》将钼矿床勘探类型划分为四个类型, 见表 1-12-29及表 1-12-30。

12.1.10.2 钼矿床勘探工程间距

根据《钼矿地质勘探规范》规定, 勘探工程间距如表 1-12-31所示。

12.1.10.3 钼矿床各级储量比例要求

根据《钼矿地质勘探规范》规定, 各级储量比例要求如下:

钼矿床勘探类型划分标准表

表 1-12-29

项 目	标 准				备 注
主要矿体规模	巨 大	大	中	小	走向长m × 延展面积km ²
	>1500 × 1	1000~1500 × 0.5~1	300~1000 × 0.08~0.5	<300 × <0.08	
矿 体 形 态	简 单	较 简 单	复 杂	很 复 杂	
	长柱状、似层状、夹石极少，内部结构简单	筒状、透镜状，不连续的似层状，夹石较少，内部结构较简单	不规则的透镜状、脉状、夹石较多，内部结构复杂	很不规则的透镜状、脉状、马鞍状、囊状，夹石很多，内部结构很复杂	
厚度稳定程度	稳 定	较 稳 定	不 稳 定	很不稳定	厚度变化系数，(%)
	<60	60~80	80~100	>100	
主要组份均匀程度	较 均 匀	不 均 匀	很不均匀	极不均匀	品位变化系数(%)
	<80	80~120	120~150	>150	

钼矿床勘探类型表

表 1-12-30

勘探类型	主要矿体规模	矿体形态	矿体厚度稳定程度	矿石主要组分均匀程度	矿床实例
I	巨 大	简 单	稳定至较稳定	较 均 匀	金堆城钼矿
II	大	较 简 单	较 稳 定	较均匀至不均匀	桑川钼矿
III	中	复 杂	较稳定至不稳定	不 均 匀	杨家杖子钼矿
IV	小至中	很 复 杂	不稳定、很不稳定	极不均匀	石人沟钼矿

钼矿床勘探工程间距表

表 1-12-31

勘探类型	勘探手段	勘 探 工 程 间 距 (m)				矿床实例
		B 级		C 级		
		沿 走 向	沿 倾 斜	沿 走 向	沿 倾 斜	
I	钻 探	100	100	200	100~200	见表1-12-30
II	钻 探	50~60	40~50	100~120	80~100	同 上
III	钻 探 坑 道	40~50	40~60	80~100	60~80	同 上
IV	坑钻配合			40~50	40~60	同 上

(1) 大中型矿床一般要求探明B+C级储量占B+C+D级储量的70%以上, 其中B级储量一般为B+C+D级储量的5~10%; 对其中复杂的矿床, 经用较密的勘探工程仍探求不到B级储量时, 只探求C+D级储量, 其中C级储量应占60%以上; 对某些极复杂的矿床, 其C级储量比例还可酌情减少。

(2) 对小型矿床, 一般只探求C+D级储量, 其中C级储量应占50%以上; 对复杂的小型矿床, 其C级储量比例可适当减少。

(3) 详细勘探深度以下的D级储量, 不参与各级储量比例计算。

12.1.11 镍 矿

12.1.11.1 镍矿床类型

1. 镍矿床工业类型

根据现行《镍矿地质勘探规范》综合整理的镍矿床工业类型详见表1-12-32。

2. 镍矿床勘探类型

镍 矿 床 工 业 类 型 表

表 1-12-32

工业类型		矿床地质特征	矿体形态规模	矿石矿物及结构构造	伴生组分	矿床价值	矿床实例
	1	2	3	4	5	6	7
岩浆熔离型硫化物镍矿床	岩浆熔离矿床	矿床产于橄辉岩、辉石岩等含矿岩体的底部, 岩体分异现象明显。矿体与围岩一般呈渐变过渡关系	似层状、透镜状, 长数百米至千米以上, 厚数米至数十米, 延深数百米	磁黄铁矿、镍黄铁矿、黄铜矿、黑铜矿、辉镍矿、矿石呈浸染状、海绵晶铁状和块状	Cu、Pt、Pd、Co、S	有工业价值。含Ni 0.3~0.7%。个别达3%	金川镍矿一矿区
	岩浆深入矿床	矿床产于橄辉岩、含辉橄辉岩中。矿体形态与原生断层构造有关, 与围岩呈突变接触	似层状、透镜状、柱状、脉状。长百米至千米以上, 厚数米至数十米, 延深数十米至数百米	磁铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿、方黄铜矿、黑铜矿辉镍矿、矿石呈海绵晶铁状、浸染状	Cu、Pt、Pd、Co、Se、Te	工业价值较大。含Ni 1~3%	红旗岭镍矿、金川镍矿二矿区
	晚期侵入块状矿床	矿体产于含矿岩体的底部、中部和边缘, 与围岩呈突变接触	透镜状、脉状、扁柱状。长数米至百米以上, 厚几米至十余米, 延深数十米	磁黄铁矿、镍黄铁矿、黄铜矿、紫硫镍铁矿、磁铁矿。以块矿为主, 角砾状次之	同上	工业价值较大。含Ni 3%以上	金川镍矿二矿区特富矿体, 力马河镍矿
热液硫化镍—砷化镍矿床		矿床多与酸性、中性岩体有关、产于岩体裂隙及与围岩(砂岩、页岩、灰岩、流纹凝灰岩等)的接触带中	脉状、网脉状、似层状、透镜状、管状等。 规模一般不大	红砷镍矿、砷镍矿、辉砷镍矿、砷钴矿、黄铜矿、黄铁矿、毒砂、磁黄铁矿、辉铜矿、辉银矿、针镍矿、闪锌矿、方铅矿、自然金、沥青铀矿	Cu、Ag、S、As、Bi、Co	一般含Ni 0.2~10%	万宝砷镍矿

续表

工业类型	矿床地质特征	矿体形态规模	矿石矿物及结构构造	伴生组分	矿床价值	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7
风化壳氧化镍硅酸镍矿床	含镍超基性岩体暴露地表后,经风化,形成大面积的似层状风化壳氧化带。矿体由铁质红土层和其下部的含镍蛇纹岩层组成。镍以类质同象或氧化物形式存在于铁的氧化物、氢氧化物和粘土矿物中	层状、似层状、巢状。分布面积达数十平方公里,厚度数米至数十米	硅镍矿、含镍绿泥石、褐铁矿、针铁矿、赤铁矿、磁铁矿、磁黄铁矿、钴土、铝的氢氧化物、铁铝粘土等	Fe、Co	工业价值很大,含Ni 0.8~2%,少数达5~10%。含Co 0.08~0.3%	新喀里多尼亚、古巴等
	矿体产于蛇纹岩风化壳中,其底板形状受裂隙、节理的影响,呈锯齿状	呈层状、似层状水平分布。面积达数平方公里,厚度数米至数十米	绿高岭石、镍绿泥石、暗绿蛇纹石、蒙脱石、铁氢氧化物、氢氧化物	Fe、Co	含Ni 0.8~1.8% 局部达2~3%	墨江镍矿
风化壳氧化镍硅酸镍矿床	矿床受构造裂隙带控制,呈楔形向下深延	呈脉状透镜状,规模小,向下深延可达150m	铁的氧化物、氢氧化物、含镍蛇纹石、硅镍矿、镍绿泥石	Fe、Co	较小	
	矿体产于蛇纹岩与灰岩、泥灰岩接触带附近,产状较陡,深延较大	似层状、囊状、不规则状。规模中等	铁和锰的氢氧化物、含水硅酸镍、多水高岭土、含镍蛇纹石、硅镍矿、镍绿泥石	Fe、Co	含Ni 较富或中等,有的高达12%	
沉积硫化镍矿床	分布于我国南方下寒武统黑色页岩中,含矿层底板为上震旦统灯影白云岩或白云质灰岩、顶板为板状黑色页岩	呈层状、透镜状。分布面积达数平方公里,厚0.1~1.0米,工业矿体不连续	黄铁矿、铜集合体、辉砷镍矿、紫硫镍铁矿、褐铁矿、赤铁矿	Mo、Co、U、V、Pt、Pd、Ag、Au	含Ni 0.2~1.6%,平均0.4%,Mo 0.2~2.7% 平均0.6%,因矿体薄,品位低,目前未开采利用	大新镍矿

根据《镍矿地质勘探规范》规定,我国硫化镍矿床划分为四个勘探类型,详见表1-12-33及表1-12-34。

12.1.11.2 硫化镍矿床勘探工程间距

现行《镍矿地质勘探规范》规定的勘探工程间距,见表1-12-35。

镍矿床勘探类型划分标准表

表 1-12-33

项 目	标 准				备 注
矿体规模	巨 大	大	中	小	沿走向长(m) ×沿倾斜长(m)
	>1000×>600	500~1000×400~600	200~500×200~400	<200×<200	
矿体形态	简 单	较 简 单	复 杂	很 复 杂	
	似层状, 外形 规则分枝少	似层状、透镜状、简 单脉状, 外型较规则, 具分枝固有规律	不规则透镜状、脉状 柱状, 形态不规则, 分 枝无规律	均 状、囊 状、不规则状	
矿体厚度 稳定程度	稳 定	较 稳 定	不 稳 定	很不稳定	厚度变化系 数(%)
	<50	50~100	100~120	>120	
有用组成分 布均匀程度	均 匀	较 均 匀	不 均 匀	很不均匀	品位变化系 数(%)
	<30	30~60	60~100	>100	

硫化镍矿床勘探类型表

表 1-12-34

勘探类型	矿体规模	矿体形态	矿体厚度 稳定程度	有用组成分 布均匀程度	地质构造	矿床实例
I	巨大	简单、较简单	较稳定	均匀、较均匀	简单、较简单	金川镍矿—矿
II	大或中等	较简单	较稳定	均匀、不均匀	较简单	红岭镍矿
III	中等	简单至 复杂	较稳定至 很不稳定	均匀至 不均匀	较简单 至复杂	力马河镍矿
IV	小或中等	复杂至 很复杂	不稳定至 很不稳定	均匀至 不均匀	简单至 较复杂	金平镍矿

硫化镍矿床勘探工程间距表

表 1-12-35

勘探类型	勘探工程	勘 探 工 程 间 距 (m)			
		B 级		C 级	
		沿 走 向	沿 倾 斜	沿 走 向	沿 倾 斜
I	钻探、坑道	100	50~80	100~200	100~150
II	同上	50~80	40~50	80~100	80~100
III	同上	25~50	25~40	50~80	50~80
IV	同上			40~50	40~50

12.1.11.3 镍矿床各级储量比例要求

根据《镍矿地质勘探规范》规定, 凡属详细勘探的大、中型矿床, 一般B级应占B+C+D级矿石量的5~10%, B+C级应占70%以上; 小型矿床, 一般只探求C+D级储量, 其中C级应占60%以上。个别极复杂的小型矿床, 虽用较密工程也难以求得C级储量时, 可仅探求D级储量, 实行探采结合。

凡分期勘探,在其勘探深度以下的D级储量,不参加各级储量比例的计算。
B级储量一般要分布在首期开采地段。

12.1.12 钴 矿

12.1.12.1 钴矿床类型

我国钴矿床的成因极为复杂,各种成因类型矿床都有产出,如:

- (1) 岩浆型:含钴钨钛磁铁矿床、含钴铬铁矿床、含钴硫化铜镍矿床;
- (2) 砂卡岩型:钴铜矿床、含钴铁矿床、含钴黄铁矿床;
- (3) 热液型:含钴铜银矿床、含钴铜矿床;
- (4) 沉积型:化学沉积钴矿床、钴结核砂矿床;
- (5) 沉积变质型:含钴铁铜矿床、含钴银铅多金属矿床;
- (6) 表生型:风化残积淋滤钴土矿床、风化淋滤铁钴矿床、风化残积钴土矿床。

上述各成因类型矿床中钴多为分散状态伴生或与其它金属共生。根据现有资料,可供开发和综合利用钴矿床类型,详见表1-12-36。

12.1.12.2 钴矿床勘探工程间距

我国钴矿床尚未制定勘探规范,已勘探的矿床一般参照苏联1955年制定的《钴矿床储量分类规范》划分的勘探类型和工程间距要求进行勘探。我国部分钴矿床勘探工程间距见表1-12-37。

12.1.12.3 评价钴矿床勘探程度应注意的问题

单独钴矿床极少见,大多数钴矿共生或伴生于其它金属矿床中,为正确评价矿床中钴的综合利用价值,应注意如下问题:

- (1) 要查明钴元素的赋存状态及其主要依存矿物的分布规律;
- (2) 对于硫化矿物比较富集的部位,以及近矿围岩或夹石中含有硫化矿物时,要确保应有的矿心采取率(75%以上),并对采取的试样进行基本分析;
- (3) 合理确定回收含钴矿物的最佳选矿方法和工艺流程,并根据钴元素在依存精矿中的含量,正确计算在开采过程中,所能综合回收的钴元素的实际金属储量;
- (4) 当伴生钴的地质品位,达不到综合评价工业指标的一般要求,但通过选矿仍能获得符合工业要求的钴精矿时,所计算的伴生钴的储量不宜列入储量级别,但要说明经选矿富集能够综合回收钴的金属储量。

12.1.13 铈 矿

12.1.13.1 铈矿床类型

1. 铈矿床工业类型

铈矿床工业类型,见表1-12-38。

2. 铈矿床勘探类型

我国尚未制定铈矿地质勘探规范,勘探工作大都参考五十年代的苏联规范,苏联缺乏大型铈矿床,在规范中铈、汞并列。在四个勘探类型中,仅有B型和Γ型(相当于Ⅲ类和

钴矿床主要类型表

表 1-12-36

矿床类型	矿床地质特征	矿体形态规模	矿石矿物及结构构造	含量Co (%)	矿床价值	矿床实例
砂岩型	矿体赋存于白云岩或透辉石透闪石岩中, 钴主要呈类质同像赋存于黄铁矿、磁黄铁矿中	呈似层状, 透镜状, 主矿体东西长约1210m, 平均宽度310m, 平均厚度4.5~6.3m	金属矿物: 黄铁矿、黄铜矿、磁黄铁矿、少量辉钴矿。脉石矿物: 白云石、方解石、透辉石、透闪石、绿泥石等。矿石结构: 它形——半自形晶粒状, 自形——半自形晶粒状、链斑状、结块状。矿石构造: 块状、脉状——网脉状、网密状、浸染状、条带状	矿石中0.15~0.26	已回收利用	碌碠铜矿
	矿体均赋存于闪长岩类侵入体与中下三迭统大冶灰岩接触构造带上。钴主要是呈类质同像赋存于黄铁矿黄铜矿中	呈似层状、透镜状、不规则状、囊状, 走向NW, 倾向NNE或SSW, 倾角30°~50°, 走向长360~750m, 厚度10~180m	金属矿物: 磁铁矿、黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿、白铁矿、假象赤铁矿、褐铁矿、铜蓝辉铜矿等。脉石矿物: 方解石、白云石、金云母、绿泥石、钙铁辉石、透辉石等	矿石中0.025	已回收利用	大冶铁矿
表生型	含矿原岩为白云岩, 钴主要以钴土矿, 次为含钴褐铁矿、锰钴土矿的形态存在	呈不规则扁豆状、囊状, 其产状一般上缓(10°~30°), 下陡(50°~68°), 倾向北西	金属矿物: 钴土矿、含钴褐铁矿、磁钴土矿、黄铜矿、赤铜矿、孔雀石、硅孔雀石等。脉石矿物: 石英、粘土矿物等。矿石结构构造: 呈薄膜状、土状、粒状、皮壳状、肾状及葡萄状等	矿区平均0.114	已开采	岛门老厂钴土矿
	硫化矿床氧化带钴矿床, 钴呈吸附和类质同像两种状态同时存在于褐铁矿和锰矿物中	呈似层状, 平均厚度39.49m, 走向NEE, 倾向SW, 倾角6°~25°	金属矿物: 黄铁矿、方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、辉铜矿、磁黄铁矿、次为针铁矿、水针铁矿、赤铁矿、水赤铁矿、软锰矿、硬锰矿、白铅矿、菱锌矿等。脉石矿物: 石英、方解石等。矿石结构: 交代残余、网格状、胶状、针状—交织状、花岗压碎、似角砾状等结构。矿石构造: 土状、块状、蜂窝状、同心层状、皮壳状、晶洞状等构造	矿区平均0.079	尚未回收利用	上高七宝山铁帽型钴矿
	在钴土矿中, 钴呈吸附及类质同像的状态赋存于硬锰矿物和褐铁矿中	呈不规则状, 随地形呈波状起伏, 矿层平均厚度1.37m, 倾角3°~12°	金属矿物: 硬锰矿、褐铁矿、微量钴铁矿、铬铁矿、磁铁矿、独居石、锆石等。脉石矿物: 绢云母、绿泥石、石英等。矿石结构构造: 片状、葡萄状、球状等	矿床平均1.63	可开采利用	安定居丁钴土矿
晚期岩浆型含钴的钴矿床	矿体赋存于辉长岩中。钴主要呈类质同像赋存于磁黄铁矿中, 少量赋存于黄铁矿及磁黄铁矿中	层状或似层状, 走向东西, 长3000~4000m, 倾向南, 延深600m以上, 倾角55°~70°, 矿体水平总厚度400~800m。	金属矿物: 钨铁磁铁矿、钴铁矿、铁尖晶石、镍尖晶石、磁黄铁矿、黄铁矿、黄铜矿、磁黄铁矿、硫钴矿——硫镍钴矿、辉钴矿、黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿等。脉石矿物: 辉石、斜长石、橄辉石、角闪石、磷灰石、绿泥石、蛇纹石等。矿石结构: 海绵陨铁、反应边、熔蚀交代、残余、碎裂等。矿石构造: 层状、浸染状、块状、斑杂状、云雾状、条带状、脉状等	矿石中一般为0.007~0.027	尚未回收	太和钨铁磁铁矿

续表

矿床类型		矿床地质特征	矿体形态规模	矿石矿物及结构构造	含量Co (%)	矿床价值	矿床实例
其它型	焙离型含钴的硫化铜镍矿床	矿体赋存于超基性岩体下部和中部细粒微煌岩带、辉石橄辉岩带和二辉橄辉岩带内。钴主要以类质同象赋存于镍黄铁矿中,其次是磁黄铁矿、黄铁矿中	单斜层状。走向延长为1500m,厚度为13~110m,延伸650m以上,倾向SW,倾角70°左右	金属矿物:紫硫镍铁矿、镍黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿、方黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿、磁铁矿等,伴生矿物有砷铂矿、自然铂、砷铂矿、含铂自然金、自然铋、砷铋矿、铋矿、金铂矿、含铋的铂金矿、自然金、银矿、钼金矿、砷银矿、铋银矿、砷铂矿等。脉石矿物:橄辉石、辉石、蛇纹石等。矿石结构构造:主要为星点浸染状和海晶块状,局部有微密块状	矿石中一般0.024	已回收利用	金川硫化铜镍矿
	中温热液型铜钴矿床	含矿岩层为砂质泥岩、钙质泥岩、粉砂岩,钴呈类质同象赋存于黄铁矿、白云石、毒砂矿物中。钴的伴生矿物有钴黄铁矿、砷毒砂、辉砷镍钴矿、辉钴矿等	呈透镜状、脉状,走向长度100~180m,宽40~60m,平均厚3m左右。走向N55°W,倾角0°~30°	金属矿物:砷毒铜矿、黄铜矿、黄铁矿、白铁矿、含钴黄铁矿、毒砂、含钴毒砂、钴黄铁矿、砷毒砂、铁砷镍钴矿、辉砷镍钴矿、辉钴矿等。脉石矿物:石英、白云石、菱铁矿、铁白云石、长石、绢云母,次生矿物有孔雀石、铜蓝、臭葱石、褐铁矿等。矿石结构:自形晶、半自形晶、交代、交代残余、淋滤、环带、周边、压碎等结构。矿石构造:微密块状、网脉状、浸染状、角砾状等	矿石中一般为0.03~0.1,平均为0.074	可综合利用	永平弥勒山铜钴矿床
	中温热液型钴铅锌矿床	矿体赋存于壶天石灰岩中部和底部,以及泥盆系上统峨边山组石英岩的中上部及顶部。钴主要赋存于钴的伴生矿物及黄铁矿中	呈透镜状,似层状。倾向NNW、倾角25°~30°	金属矿物:黄铁矿、方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、镍辉钴矿、铁砷镍钴矿、砷毒砂,次有辉钴矿、毒砂、辉铜矿、斑铜矿、磁黄铁矿、白铁矿、铅华、菱钴矿等。脉石矿物:石英、方解石、白云石、绿泥石、绢云母、电气石等。矿石结构:结晶、填隙、胶状、交代残余、文象、网脉状、反应边等结构。矿石构造:浸染状构造、块状构造	矿石平均0.053	可综合利用	上高七宝山钴铅锌矿床

我国部分钴矿床勘探工程间距表

表 1-12-37

矿床名称	勘探工程间距 (m)					
	B 级		C 级		D 级	
	沿走向	沿倾向	沿走向	沿倾向	沿走向	沿倾向
定安居丁钴土矿床	100	100	100	100	200	100
桥顶山钴锰矿床	50	50	100	100	200	200
石碌钴铜矿床	50(阶段高)	20~30 (穿脉间距)	50~60	60~80		
弥勒山铜钴矿床			25~50	25~50		
上高铁子岭钴铁矿床	工业储量控制工程间距为50×30~50					
上高七宝山钴铅锌矿床	工业储量控制工程间距为50×25~50					

锡矿床工业类型表

表 1-12-38

矿床工业类型	矿床地质特征	矿体形态、规模	矿石矿物及结构构造特征	伴生组分	矿床价值	矿床实例
碳酸盐岩型锡矿床	围岩为石灰岩、白云岩。背斜控制矿床。断裂破碎带、层间破碎带、层间剥离、裂隙为容矿空间	矿体呈似层状、扁豆状、透镜状。 矿体长数百米至千余米，小者数十米，厚 2~7m 延伸 100~600m	主要矿物为辉锡矿，少量黄铁矿。矿石呈自形、半自形晶、粒状、胶状、镶嵌结构，块状、角砾状、细脉状、网脉状、条带状、星点状、浸染状构造	Hg、Pb、Zn、Au、Ag 等	矿床规模中至大型。 具重要工业价值	锡山、崖湾、木利、公馆等锡矿
火山沉积岩型锡矿床	围岩为火山沉积变质岩，硅化凝灰质粘土岩。火山作用控制成矿，断裂破碎带为容矿空间	矿体呈似层状、透镜状、脉状、网脉状。 矿体长 100~450m 不等，厚 2~4m	主要矿物为辉锡矿，少量黄铁矿、毒砂、自然金。矿石结构以自形、半自形晶为主，构造为块状、网脉状、角砾状、层状、浸染状	Hg、Cu、Zn、Au、Ag、等	矿床规模中至大型。 具重要工业价值	丽隆大、厂锡矿
变质岩型锡矿	围岩主要为板岩、页岩、片岩等。分布在古隆起上及其隆起边缘凹陷沉积盆地。矿体多为含锡石英脉，主要沿断裂破碎带、层间裂隙带、片理带充填而成	矿体为脉状、网脉状、透镜状。 矿体长 30~850m 不等，厚 0.3~0.8m	主要矿物为辉锡矿，次为毒砂、黄铁矿。矿石主要为自形、它形晶、放射状、残余深皱、压碎结构。具块状、浸染状、脉状、角砾状、条带状构造	Au、W、Ag 等	矿床规模小至中型。 具重要工业价值	沃溪、龙山、板溪、符竹溪等锡矿
砂岩型锡矿床	围岩为砂岩。背斜控制矿床。矿体沿断裂、裂隙、片理充填而成	矿体为脉状，一般长数十米至数百米，厚 2m 左右	主要矿物为辉锡矿，偶见黄铁矿。 矿石具致密状、角砾状、细脉状、脉状等构造	微	矿床规模小至中型，个别大型，具重要工业价值	独山半坡锡矿

N 类) 的划分条件及工程间距，如表 1-12-39 所示。

苏联规范勘探类型及工程间距表

表 1-12-39

勘探类型	矿床特征	勘探工程间距 (m)	
		B 级	C 级
B 型 (Ⅱ类)	(1) 层状矿床，含矿面积系数 > 0.6 (2) 巨大矿脉，含矿面积系数 > 0.6	(1) 穿脉：15~30 (2) 钻孔与沿脉：40~60	(1) 穿脉：30~60 (2) 沿脉不超过两个生产中段 (3) 钻孔：40~60 (4) 钻孔与沿脉：80~120
Γ 型 (Ⅳ类)	(1) 层状矿体及巨大矿脉，含矿面积系数 < 0.6 (2) 层状矿体被密集断层切割强烈 (3) 短的矿脉 (4) 矿巢及其它不规则的不大矿体		(1) 穿脉：15~30 (2) 钻孔与沿脉：40~60

12.1.13.2 锡矿床勘探工程间距

我国锡矿资源丰富,储量、产量均居世界首位,但经过正规勘探,按程序建设的矿山不多,因此积累的勘探资料少。现将我国部分锡矿床勘探工程间距列于表1-12-40。

我国部分锡矿床勘探工程间距表

表1-12-40

矿床名称	勘探类型	矿体形态	勘探工程间距(m)	
			B级	C级
锡矿山 锡矿	I	矿体为似层状、扁豆状、透镜状、囊状	地质勘探:坑钻配合30×15~30 生产勘探:坑钻配合 12.5~37.5×12.5~37.5	地质勘探:坑钻配合 30~60×30~60 生产勘探:坑钻配合 50~75×60
沃溪 锡矿	I	矿体为脉状		地质勘探:钻探50×100 生产勘探:坑钻配合50×25
崖湾 锡矿	I	矿体为似层状、脉状、透镜状、囊状	地质勘探:坑探50×25~50	地质勘探:钻探100×60~80
龙山 锡矿	I	矿体为脉状		地质勘探:坑钻配合 坑:40~80×40 钻:50~60
渣滓溪 锡矿	II—IV	矿体为薄脉状		沿脉探矿,中段高40

12.1.13.3 评价锡矿床勘探程度应注意的问题

根据锡矿床地质勘探资料分析,在勘探过程中,应特别注意上下矿体的关系;注意矿床综合勘探、综合评价;注意原生矿、混合矿、氧化矿的研究和划分;注意老采区和废石堆的重新评价,以保证勘探程度满足工业设计需要。

12.1.14 汞矿

12.1.14.1 汞矿床类型

1. 汞矿床工业类型

根据我国汞矿工业利用特点,我国汞矿床工业类型按矿石主要组分划分为单一汞矿床和多金属汞矿床两类。单一汞矿床是我国汞生产的主要来源,多金属汞矿床中的汞铊铋亚类已为工业利用。其工业类型划分,见表1-12-41。

2. 汞矿床勘探类型

现行《汞矿地质勘探规范》规定,汞矿床划分为四个勘探类型,见表1-12-42。

汞矿床勘探类型划分的各项标准,见表1-12-43至表1-12-47。

12.1.14.2 汞矿床勘探工程间距

根据现行《汞矿地质勘探规范》规定,汞矿各勘探类型的勘探工程间距,见表1-12-48。

我国主要汞矿床工业类型分类表

表 1-12-41

工业类型	主要金属	含矿岩系	主要控矿构造及层位	矿体形态规模	矿物组合	矿床实例	
单一汞矿床	褶皱亚类	主要金属为 Hg, 有时伴生 Se、As 等可供综合利用的非金属组份	碳酸盐岩	受褶皱构造控制, 沿褶皱轴部或近轴的翼部部分, 矿体主要产在层间断裂或层内构造裂隙中。矿体产状与地层产状一致或基本一致。产出层位主要是寒武系和奥陶系具有遮挡层和容矿层的有利岩性组合中	似层状、层带状、透镜状为主, 时见脉状、不规则状等小矿体。矿体一般大、中型, 偶见小型矿体	辰砂、黑辰砂、辉锑矿、闪锌矿、自然汞、雄黄、雌黄、白云石、方解石、石英等	木油厂、万山等汞矿
	断裂亚类		碳酸盐岩	矿体沿断裂分布, 局限在断裂带中及其两侧次级或派生构造中富集。矿体受区域性的含矿层控制。主要产出层位有奥陶系和寒武系	透镜状、脉状、扁豆状、囊状、不规则状。矿体规模一般中型以下	辰砂、自然汞、辉锑矿、闪锌矿、雄黄、白云石、方解石、石英等	交梨、四相厂等汞矿
多金属汞矿床	汞铊亚类	以 Hg 为主, 其次 U、Mo	碳酸盐岩	矿体受向斜构造和层间断裂的控制。产出层位寒武系(G _{2,3})	透镜状、扁豆状、囊状。矿体一般小至中型	辰砂、铊黑、铊铅黑、钙铊云母、辉锑矿、粗铊矿、有机质含铊、有机质含粗白云石、方解石、石英、重晶石等	白马洞汞矿
	汞铋亚类	以 Hg 为主, 其次 Sb	碳酸盐岩	背斜翼部和断裂控矿。产于泥盆系(D ₁)	扁豆状、脉状、囊状、不规则状。矿体一般中型以下	辰砂、辉锑矿、白云石、方解石、石英、石膏、重晶石等	公馆汞矿

汞矿床勘探类型表

表 1-12-42

勘探类型	矿床地质特征	矿床实例
I	含矿体规模巨大, 形态简单, 矿化连续, 内部结构简单, 矿床规模巨型	木油厂矿床449号矿体、杉木 董矿床
II	含矿体规模大, 形态较复杂, 矿化基本连续, 内部结构较复杂, 矿床规模巨、大一中型	岩堡坪矿床、沙落湾一回龙 溪矿床
III	含矿体规模中型, 形态复杂矿化不连续, 内部结构复杂, 矿床规模巨、大一中型	宏发厂矿床、交梨、路屋、 公馆等矿床
IV	含矿体规模小, 形态复杂, 矿化不连续至极不连续, 内部结构极复杂, 矿床规模大、中一小型	玉兰、冷风洞、肖家冲等矿床

注: 含矿体系指受同一地质条件控制的, 矿体较密集的, 有工业价值的地质体。

含矿体规模表

表 1-12-43

含矿体规模	长轴 (m)	短轴 (m)	面积 (m ²)
巨型	>1000	>200	>200000
大型	1000~600	200~100	20000~60000
中型	600~200	100~40	6000~8000
小型	<200	<40	<8000

含矿体形态复杂程度表

表 1-12-44

复杂程度	形 状 及 产 状 特 征
简单	似层状、产状变化小或变化规律明显
较复杂	似层状、层带状、扁豆状、透镜状、产状变化较小
复杂	扁豆状、透镜状、脉状、条带状等、产状变化较大
极复杂	柱状、不规则透镜状、扁豆状、楔状等

- 注：1. 产状变化小或较小：受控于单一的波状褶皱（或断裂），含矿体产状与控矿构造一致。
 2. 产状变化较大：受控于产状复杂的褶皱（或断裂）含矿体产状与控矿构造基本一致。
 3. 产状变化大：控矿构造复杂，含矿体产状多变。

矿化连续性表

表 1-12-45

连续程度	含矿系数	备 注
连续	≥ 0.7	矿化连续性按含矿系数
基本连续	$< 0.7 \sim \geq 0.5$	
不连续	$< 0.5 \sim \geq 0.3$	
极不连续	< 0.3	

含矿体内部结构复杂程度表

表 1-12-46

复杂程度	内 部 结 构
简单	矿体产状与含矿体一致，矿化富集规律明显
较简单	矿体产状与含矿体不一致，矿化富集规律明显
复杂	矿体产状与含矿体不一致，矿化富集规律不太明显
极复杂	矿体产状多变，矿化富集规律不明显

矿床规模表

表 1-12-47

矿床规模	汞 金 属 量 (t)	备 注
巨型	≥ 5000	矿床规模按汞金属总储量
大型	$< 5000 \sim \geq 2000$	
中型	$< 2000 \sim \geq 500$	
小型	< 500	

汞矿床勘探工程间距表

表 1-12-48

勘探类型	勘 探 工 程 间 距 (m)			
	C 级		D 级	
	勘探线距	线上工程距	勘探线距	线上工程距
I	120	40	240	80
II	120~60	40~20	240~120	80~40
III	60~30	40~20	120~60	80~40
IV	60~30	20~10	120~60	40~20

汞矿多呈带状分布,当含矿体长、短轴之比为 5:1~10:1 时,宜用勘探线法布置工程,勘探线的方向应垂直于含矿体长轴。勘探手段采用钻探和坑探。矿床为 I、II 勘探类型时,以钻探为主探求 C+D 级, I 类型用坑道检查验证, II 类型适当配合坑道探矿。III、IV 类型以钻探配合坑道探求 C+D 级;探求 C 级时, III 类型配合一定数量的坑道, IV 类型以坑道配合坑内钻探。

12.1.14.3 含汞矿体各级储量比例要求

在汞矿床地质勘探阶段不要求探求 B 级储量。探求 C 级储量的比例,要根据矿床规模及矿山可能的建设规模确定。

巨型及中型规模的矿床,探求 C 级储量比例为总储量的 30~50%,一般不小于 20%。含矿体附近的卫星矿,所获远景储量,同样列入矿床总储量,远离含矿体者不列入。对多个小型矿床集中的矿田,衡量探求 C 级的总储量按矿田计算。独立存在的小型矿床或投产矿床的延伸部分,不要求探求 C 级储量。

12.1.14.4 评价汞矿床勘探程度应注意的问题

(1) 由于汞矿床开采对象是矿体而不是含矿体,因此汞矿的勘探对象必须是矿体。只有在矿体规模很小,在含矿带中的分布无明显规律,而勘探工程加密到一定限度仍不能控制矿体时,才圈定含矿体并以此为勘探对象。

(2) 汞矿床开采实践证明,勘探时提交的含矿体 C 级储量,只是一个在含矿体范围内的储量统计数值,不仅可靠性不高,而且无从反映工业矿体的个数、规模、形态、产状、空间位置及其变化等情况,因此不具备 C 级储量应有的条件,一般也不能作为矿山设计的依据。

(3) 为适应汞矿体的地质特征,在汞矿勘探时应以坑道对有代表性的含矿体中的工业矿体进行验证性揭露和控制。

12.1.15 铝 矿

12.1.15.1 铝矿类型

1. 铝矿床成因类型

根据现行《铝土矿地质勘探规范》的划分原则,我国铝土矿床成因类型分为沉积型、堆积型和红土型,其特征见表 1-12-49。

2. 铝土矿床勘探类型

铝土矿床成因类型表

表 1-12-49

1	2	3	4	5	6	7
矿床类型	成矿地质特征	矿体形态规模	矿石矿物及结构构造特征	伴生组分	矿床价值	矿床实例
产于碳酸盐岩地槽上的一水硬铝石铝土矿床	含矿系呈假整合覆盖于石炭岩、白云岩或白云岩层之上。含矿系自上而下由页岩、砂页岩、灰岩、薄煤层、粘土岩(煤、粘土岩、含铁粘土岩、铁岩)等组成。产状一般平缓。	呈层状、透镜状和漏斗状。单矿体长数百米至二千余米，宽二三个仅数十米，厚一百米至千余米。矿厚1~4m，个别漏斗状，矿厚达50余米。	矿物成分以一水硬铝石为主，其次为高岭石、水云母、绿泥石、褐铁矿、黄铁矿、微量锑石、黄铜矿、金红石等。主要化学成分： Al_2O_3 40~75%、 SiO_2 4~18%、 Fe_2O_3 2~20%、 S < 0.8~8% 铝硅比值 3~12。矿石结构呈土状、鲕状、豆状、碎屑状等。	Ga 0.007—0.011%	规模为大、中型，占总储量84%	小垌、林罗、小关、张松院、克敏、石公村、泮水等铝土矿
产于硅质岩岩地槽上的一水硬铝石铝土矿床	含矿系呈假整合覆盖于页岩、砂页岩、砂岩等硅质岩层上。含矿系自上而下由砂岩、炭质页岩、粘土岩、铝土岩、铝土矿、粘土等组成。	呈层状或透镜状，单个矿体一般长数百米至千余米。厚度一般为1~4m。	矿物成分主要为一水硬铝石，其次为高岭石、蒙脱石、多水高岭石、绿泥石、黄铁矿、菱铁矿等。化学成分： Al_2O_3 40~70%、 SiO_2 8~20%、 Fe_2O_3 2~20%、 S 0.8~3%、铝硅比值 2.6~9，一般3~6。矿石结构呈鲕状、角砾状、鲕状、豆状等。	Ga 0.005—0.01%	规模一般为中、小型，占总储量6%	李家田、王村、紫竹坝等铝土矿
堆积型铝土矿床	由原生沉积的铝土矿在适宜构造条件下，经风化淋滤就地或搬运于岩溶洼地重新堆积而成。矿层底部常有一层胶泥层，顶部有时有很薄的覆土。	矿体形态复杂，呈不规则状，矿体长数百米至二千米以上，宽数十米至千余米。矿厚0.5~10m。	矿物成分以一水硬铝石为主，次为高岭石、针铁矿、赤铁矿、三水铝石等。化学成分： Al_2O_3 40~65%、 SiO_2 2~12%、 Fe_2O_3 18~25%、 S < 0.8%、铝硅比值 4~15，含矿率一般为0.4~1.2t/m ³ 。矿石结构呈鲕状、豆状、碎屑状。	Ga 0.06~0.009%	规模多为中、小型，占总储量8.5%	平泉集矿广南堆矿
红土型铝土矿床	产于玄武岩风化壳中，由玄武岩风化淋滤而成。自上而下分为：红土带、含矿富集带、含矿层、新成玄武岩。含矿层多分布于残丘顶部。	呈斗篷状或不规则状，产状平缓。单个含矿层面积一般为0.1~4km ² ，矿厚0.2~1m。	矿物成分以三水铝石为主，次为褐铁矿、赤铁矿、伊利石、高岭石、一水硬铝石等。化学成分： Al_2O_3 30~50%、 SiO_2 7~10%、 Fe_2O_3 18~25%、铝硅比值 4~6。矿石呈残余结构，如气孔状、杏仁状、砂状等。	Ga 及粘土矿	国外为大型规模，质量好，我国为小型规模，质量不佳，占总储量1.6%	蓬莱、神浦等铝土矿

沉积型铝土矿床

按现行《铝土矿地质勘探规范》的划分原则,沉积型铝土矿床勘探类型见表1-12-50。

铝土矿勘探类型表

表1-12-50

勘探类型	特征					
	规模	形态	厚度	内部结构	构造	矿床实例
I	大	简单	稳定~不稳定	简单~较简单	简单	克俄
II	中~大	较简单	稳定~不稳定	简单~较简单	简单~较简单	贾沟、王村
III	小~中	复杂	不稳定~很不稳定	简单~复杂	简单~复杂	老荒坡
IV	小	很复杂	极不稳定	复杂~很复杂	简单~复杂	张窑院2号矿体

由于堆积型和红土型铝土矿床开采少,实例不多,其勘探类型划分可参考广西某堆积矿床实例。

该矿床的矿体平均长1376m、宽296m、厚4.42m,储量大于100万t,品位较富,变化系数为38.13%,含矿率平均892kg/m³,变化系数为43.15%,厚度变化系数为81.35%。勘探时,按I—III勘探类型,以50m工程间距求B级、100×50~100m求C级、200×100~200m求D级。其中有一矿体长1690m、平均宽178m、厚3.34m、变化系数86%、含矿率1014kg/m³、变化系数30.0%、品位较高、变化系数60%,矿体形态不规则、规模小,经工程间距验证后定为IV类型,以50m工程间距求C级储量。

12.1.15.2 铝土矿床勘探工程间距

铝土矿床勘探手段以钻探为主,地表露头及浅部可用槽井探。其勘探工程间距见表1-12-51。

铝土矿床勘探工程间距表

表1-12-51

勘探类型	勘探工程间距 (m)			
	B 级		C 级	
	沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜
I	100	100	200	200
II	70	70	140	140
III	50	50	100	100
IV			35~50	35~50

12.1.15.3 铝土矿床各级储量比例要求

一般大、中型铝土矿床,B级储量占10~20%、B+C级占70~80%,漏斗矿很发育的大、中型铝土矿床,B级储量比例可适当减少。小型矿床一般只求C+D级,其中C级不少于40~60%,当矿体形态复杂,难以勘探而开采条件好的小型矿床可少求或不求C级储量。

12.1.16 金矿

12.1.16.1 金矿床类型

1. 岩金矿床工业类型

根据现行《岩金矿地质勘探规范》的岩金矿床分类资料,综合整理为七个类型,详见表1-12-52。

岩金矿床工业类型表

表 1-12-52

矿床工业类型	成矿作用	产出位置	近矿围岩	矿体形态产状	矿物共生组合	矿化特征及伴生组分	蚀变作用	矿床规模	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
含金石英多金属硫化物脉型	变质	地台边缘、古隆起边缘、拗陷区或沉降带	各类变质岩, 主要为变质砂岩、板岩、千枚岩、片岩、角闪斜长片麻岩、斜长角闪岩、变粒岩等	呈脉状、复脉、网脉带产出。沿走向及倾向具分枝、复合膨胀、侧现、再现等现象。以陡倾斜为主。矿体呈脉状、透镜状、扁豆状、囊状产于脉体中	(1)金—黄铁矿建造 自然金、黄铁矿、毒砂、黄铜矿、石英、绢云母、方解石。 (2)金—多金属建造 自然金、黄铁矿、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、石英、绢云母、方解石。 (3)金—砷建造 自然金、毒砂、磁黄铁矿、辉钼矿、电气石、萤石、磷灰石、石英、钾长石。 (4)金—铋建造 自然金、白钨矿、辉钼矿、黄铁矿、石英、绢云母	金常分异富集, 矿化很不均匀, 主要为富矿、伴生硫、砷、铜、铅、锌、铋、锡等	硅化、黄铁矿化、絹云母化、绿泥石化、高岭土化、碳酸盐化	小型大型特大型	夹皮沟、金厂峪、小营盘、秦岭、跃进、古柏、桃花等金矿
含铁硅质岩型	热液	地台隆起边缘拗陷带	铁质闪石类、含钙质沉积岩、砂质泥质板岩类	矿体常与铁质层伴生产出。多产于铁质层下部或底板, 其产状基本与地层一致或稍有交角。矿体呈层状、似层状、透镜状、扁豆状	磁黄铁矿、磁黄铁矿、毒砂、黄铁矿、辉钼矿、红砷镍矿、自然金、铁闪石、透辉石、石榴石、绿泥石、石英等	金分布很不均匀, 一般品位较低。常伴生砷、铜、硫、镍等	硅化、黄铁矿化、闪石化、绿泥石化、絹云母化、钠长石化	中型大型特大型	东风山金矿
碳酸盐地层中的石英方解石脉网脉型	热液	地槽基底隆起边缘拗陷区或准地台区碳酸盐分布地区	层状灰岩、白云岩、含碳质板岩、大理岩	硅化蚀变带、角砾岩带, 受岩层不同层面、层间构造、岩层裂隙构造控制。产状多变, 矿体呈似层、透镜状、扁豆状、网脉状	自然金、雄黄、黄铁矿、辉钼矿、雄黄、毒砂、方铅矿、闪锌矿、石英、重晶石、方解石、白云石等	金的分布很不均匀, 常伴生砷、汞、银、硫、铜、铅、锌等	强硅化、黄铁矿化、碳酸盐化	小型大型	坦头山、金厂、李家沟、叫漫等金矿

表

矿床工业类型	成矿作用	产出位置	近矿围岩	矿体形态产状	矿物共生组合	矿化特征及伴生组分	蚀变作用	矿床规模	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
含金砾岩型	热液	地台边缘或古陆隆起拗陷区内	变质砾岩、砂砾岩、石英岩	层状、富矿体常呈条带状。产状陡倾斜至中等	自然金、黄铁矿、黄铜矿、晶质铀矿、沥青铀矿、磁铁矿、镜铁矿、磷灰石、独居石、石榴石、绿泥石、石英、绢云母	金主要赋存在砾岩的胶结物中。金组分分布较均匀，品位中等。伴生组分主要有铀、钍	沿裂隙有绢云母化、绿泥石化、黄铁矿化	大型特大型	
破碎带热液蚀变岩型	岩浆热液	分布于台凸或隆起巨大断裂一侧次级断裂带内	花岗岩类、花岗岩类、混合花岗岩类、混合岩类	矿体赋存于构造断裂带内，呈脉状、似板状、透镜状。形态简单，规模大。矿体受断裂带控制，产状中等至陡倾斜	银金矿、黄铁矿、方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、菱铁矿、石英、绢云母、长石、方解石、绿泥石、重晶石等	金分布均匀至很不均匀，赋存于硫化物中，品位中等。伴生组分有银、硫、铜	黄铁矿化、硅化、绢云母化、钾化、碳酸盐化、绿泥石化、重晶石化	中型至特大型	焦家、三山岛、新城、峪耳崖等金矿
裂隙充填交代含金石英脉型	岩浆热液	分布于台凸或隆起区	花岗岩类、花岗岩类、混合花岗岩类	矿体受断裂、裂隙控制，与围岩界线清楚。矿体形态复杂、呈脉状、透镜状、囊状、扁豆状。具有分枝、复合、膨胀现象	以黄铁矿为主，其次有黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、磁黄铁矿、银金矿、自然金、石英、绢云母、长石、方解石等	金主要赋存于黄铁矿、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿等硫化物中，呈包体金、裂隙金形式产出。金分布很不均匀，品位一般中等、个别较高	黄铁矿化、硅化、绢云母化、绿泥石化、碳酸盐化等	小型至中型	玲珑、灵山沟、望儿山等金矿
火山岩次火山岩型	火山热液	中新世代褶皱带火山盆地边缘	火山熔岩、喷发岩及其相应的沉积碎屑岩、酸性、中性、少数为碱性、超浅或小侵入体	矿体赋存于火山岩及其断裂中，呈脉状、透镜状、浸染状，形态复杂，产状具方向性，一般陡倾斜	自然金、银金矿、碲金矿、针碲矿、自然银、黄铁矿、辉钼矿、方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、雄黄、雌黄、玉髓、状石英、方解石、白云石、明矾石、蛋白石、重晶石等	金分布很不均匀，品位低至中等。伴生组分有银、硫、铜、铅、铋、钨等	青磐岩化、硅化、绢云母化、黄铁矿化、绿泥石化、电气石化、碳酸盐化	小型至大型	金瓜石、荆溪沟、团结沟、祁雨沟、义光寨等金矿

2. 岩金矿床勘探类型

现行《岩金矿地质勘探规范》规定, 金矿床勘探类型划分是根据金矿体的规模、形态复杂程度、厚度稳定程度、有用组分分布均匀程度等因素, 这些因素的参考数据, 见表 1-12-53 至表 1-12-56。

金矿体规模划分表

表 1-12-53

规 模	长 度 (m)	延 深 或 宽 度 (m)
很 大	> 1000	> 1000
大	500~1000	500~1000
中 等	200~500	200~500
小	50~200	50~200
很 小	< 50	< 50

金矿体复杂程度划分表

表 1-12-54

复杂程度	矿 体 形 态	矿 体 连 续 性
简 单	层状、板状、规则的巨大透镜体	连 续
较简单	似层状、似板状、大透镜体	矿体连续, 或断层、脉岩对矿体基本无破坏
复 杂	不规则的大透镜体、大脉	基本连续, 或有断层、脉岩错动矿体
很复杂	不规则的透镜体、脉状、矿柱、矿囊	矿体有间断、或断层、脉岩错动矿体较多
极复杂	不规则小透镜体、小脉、小矿柱、小矿囊	矿体不连续, 或断层、脉岩错动矿体甚多

金矿体厚度稳定程度表

表 1-12-55

稳 定 程 度	厚 度 变 化 系 数 (%)
稳 定	< 40
较 稳 定	40~80
不 稳 定	80~130
很不稳定	130~180
极不稳定	> 180

金矿体有用组份分布均匀程度表

表 1-12-56

均 匀 程 度	品 位 变 化 系 数 (%)
均 匀	< 50
较 均 匀	50~100
不 均 匀	100~150
很不均匀	150~220
极不均匀	> 220

按照上述因素、结合矿床特征, 我国岩金矿床划分为以下四个勘探类型:

第Ⅰ勘探类型: 矿床规模大到很大, 形态较简单到复杂, 为似层状、似板状、大透镜体。厚度较稳定到不稳定。主要有用组分分布较均匀到很不均匀。断层和脉岩对矿体无破坏。如焦家金矿Ⅰ号矿体等。

第Ⅱ勘探类型: 矿体规模中到大型, 形态为简单到复杂的脉状、透镜体。厚度较稳定

到很不稳定。主要有用组分分布不均匀到很不均匀。断层、脉岩对矿体破坏不大。如银坑山金矿Ⅳ矿带、金厂峪金矿Ⅰ~5号脉体群、金满盆金矿9号脉等。

第Ⅳ勘探类型：矿体规模小到中等，形态为复杂到很复杂的不规则脉状、矿柱、矿囊、小透镜体。厚度很不稳定到极不稳定，主要组分分布很不均匀到极不均匀。断层、脉岩对矿体破坏较多。如九曲金矿4号脉、金厂峪金矿Ⅰ—2号脉体群等。

第Ⅴ勘探类型：矿体规模很小到小，形态为很复杂到极复杂的小矿脉、小矿柱、小矿囊、不规则的小透镜体。厚度很不稳定到极不稳定。主要组分分布很不均匀到极不均匀。断层、脉岩对矿体破坏甚多。如古袍金矿志隆1号脉等。

12.1.16.2 岩金矿床勘探工程间距

根据《岩金矿地质勘探规范》规定，岩金矿床勘探工程间距见表1-12-57。

岩金矿床勘探工程间距表

表1-12-57

勘探类型	勘探工程间距 (m)					
	B 级			C 级		
	坑 道		钻 探	坑 道		钻 探
	段高(个)	穿 脉	走向×倾斜	段高(个)	穿 脉	走向×倾斜
Ⅰ	(一)	30~40	40~50×40~50	(二)~(三)	40~60	80~100×80~100
Ⅱ				(一)~(二)	30~40	40~60×40~60
Ⅲ				(一)	20~30	30~40×30~40
Ⅳ	以第Ⅳ勘探类型工程间距勘探，供探采结合用					

注：1.表中坑道段高(一)(二)(三)分别相当于1、2、3个生产阶段高度。当矿体陡倾时，一般生产阶段高20~40m；缓倾时，一般生产阶段为沿倾斜40~60m。

2.钻探间距一般指沿倾斜的实际距离。

3.当矿体在走向上或倾斜上的变化程度不同时，工程间距应与矿体变化相应的调整。

4.第Ⅰ勘探类型探求B级储量的钻探工程间距，是配合坑道使用的间距。

5.探求D级储量的工程间距，可在C级工程间距的基础上放稀一倍。

由于岩金矿体的形态、厚度和品位变化都比较复杂，因此在地质勘探中应尽量采用坑探手段，一般做法是：

第Ⅰ勘探类型：应用坑道求B级储量；探求C级储量一般以钻探为主，以坑道作为检验手段。

第Ⅱ勘探类型：C级储量一般以钻探与坑道结合探求。

第Ⅳ勘探类型：探求C级储量一般以坑道为主。稳定的矿床，毗邻坑道的一排钻孔可求得C级储量。

12.1.16.3 岩金矿床各级储量比例要求

一般情况下，岩金矿床各级储量比例应达到以下要求：

特大型或大型金矿床，属于第Ⅰ勘探类型者，可在C级储量基础上加密勘探，探求5%

左右的B级储量。B+C级储量应占勘探范围内B+C+D级储量的60%左右。

中型金矿床，C级储量占勘探范围内C+D级储量的50%左右。

小型金矿床，C级储量占勘探范围内C+D级储量的0~30%。当矿体比较稳定且规模大时，其C级储量比例还可比30%提高一些。

对极复杂矿床，用第Ⅳ勘探类型工程间距进行勘探，仍求不到C级储量时，可提交D级储量供工业部门作探采结合用。

勘探深度（一般为300~400m）以下的D级储量，不参加储量比例计算。

12.1.17 银 矿

12.1.17.1 银矿床工业类型

世界上有70~80%的白银是铅、锌、铜、钼和金等矿床的副产品，以单独开采白银为主的矿床只是极少数。因此银矿床工业类型很难划分。大体上将其分为伴生银矿床和单独银矿床两个工业类型。

1. 伴生银矿床

目前已知的与铅锌铜矿伴生的银矿床，主要为热液充填交代型的铅锌矿、层控矿床、块状硫化物矿床、砂页岩铜矿床和斑岩型铜矿床。其中以热液充填交代型铅锌矿为主，银与铅的关系密切，其矿石含银品位较高、矿床储量规模较大。据初步统计，我国银伴生在铅锌矿床中的占57.4%、在铜矿床中占34.9%、在石英脉状矿床中的占1.7%，其它占6%。另据156个含银的矿床统计，品位较高者占矿床个数的10%、品位中等者占30%，品位较低者占60%。虽然高品位银矿床为数较少，但其储量所占比例较大，而有的矿床可以银为主进行开采。

2. 单独银矿床

世界上已知以银为主的矿床，多是与中-新生代火山岩、次火山岩有关的浅成热液矿床。此外，一些中深热液型的铅-锌-铜-银矿床和钴-钼-银矿床，曾作为以银为主的矿床开采过。近年来，由于加强了对银矿的找矿勘探工作，我国已不断发现以银为主的矿床和单独银矿床，如海相沉积变质的含银菱铁矿床、沉积变质金银矿床、银钼矿床、多金属和热液充填交代矿床等，其储量较大、品位较高，有的已着手开发利用。

12.1.17.2 银矿床勘探要求

我国目前尚未制定银矿地质勘探规范，且多数银矿与其它金属矿床伴生，因此一般以勘探其它金属矿床为主，同时加强矿石质量及回收银的研究，计算伴生银的储量。

对单独银矿床，其勘探要求大致分为以下两种情况：

1. 以银为主，伴生铅锌的银矿床

其勘探类型划分、勘探手段选择和勘探工程间距的确定，大致参照同等复杂程度的铅锌矿床。例如破山银矿，勘探时定为铅锌矿第Ⅲ勘探类型，以钻探为主要手段，探求C级储量的工程间距为100×50m，由于矿石氧化对银的选矿效果有较大影响，因此亦按铅锌矿床标准，将矿石划分为原生矿、混合矿和氧化矿等类型。

2. 以金为主的金银共生矿床

这类矿床的矿化特征和勘探工作特点与岩金矿床接近,因此勘探要求亦参照岩金矿地质勘探规范。如银洞沟银矿即大致相当岩金矿第Ⅲ勘探类型,采用以钻探为主、坑钻结合的勘探手段,以 $50 \times 50\text{m}$ 的勘探工程间距探求C级储量。

12.1.18 铂族金属矿

12.1.18.1 铂族金属矿床类型

自三十年代以来,铂族金属矿床(以下简称铂矿床)类型变化不大,在储量和产量方面起主导作用的仍然是基性-超基性岩硫化铜-镍型铂矿床、铬铁矿型铂矿床和以铬铁矿型铂矿床(主要的)及含铂基性-超基性岩体、含铂的老沉积岩层为原生源的砂铂矿床。除上述三种主要类型外,在其它矿种的某些矿床中也常伴生有铂族元素可供综合利用。

1. 硫化铜-镍型铂矿床

目前世界上约90%以上的铂族金属储量和产量来自硫化铜-镍型铂矿床。世界上大型硫化铜-镍型铂矿床均产于地台区、地盾区或二者的边缘地带,铂族元素与铜-镍硫化物一起赋存于基性-超基性岩体中的苏长岩相、辉石岩相、橄榄岩相、辉长岩相及辉长-辉绿岩相、透辉岩相的一定范围内。铂族元素是铜-镍硫化矿石中的主要伴生有益元素,并与硫化物密切共生,尤其与铜的依附关系密切。在所有的各种矿石中铂矿化都不均匀,以浸染状为主,也有细脉浸染状和緻密块状的。铂族矿物主要呈砷、硫、碲、锑、铋等的化合物产出,也有少量的是以自然合金或类质同象产于硫化物中。一般矿石中铂、钯含量较高,而铑、钌、铱、锇含量低。

2. 铬铁矿型铂矿床

铬铁矿型铂矿床的经济价值远低于硫化铜-镍型铂矿床,铬铁矿型铂矿床多产于地壳活动带内的基性-超基性岩体(带)内。大部份是在岩浆早期分异作用时形成的。亲硫的铂族元素一般富集在超基性的纯橄榄岩或铬铁矿中。

3. 砂铂矿床

砂铂矿床是人类最早开发利用的铂矿床类型。由于大型原生铂矿床的发现和开采,而使砂铂矿床退居次要地位。砂铂矿床有冲积型、滨海型、残积型及坡积型、岩化型等,其中以冲积型砂铂矿床工业价值最大。含铂族金属的砂矿床成因同分布广泛的砂金矿床成因类型相似,并且有些国家还从开采砂金矿中回收部份铂族元素。

4. 其它类型铂矿床

除上述三类主要铂矿床外,在其它矿种的许多矿床中也或多或少伴生有铂族元素。如砂卡岩型矿床和热液型矿床中铂族元素的综合利用价值正日益为人们所重视,并认为这两种类型矿床对寻找新的铂矿床类型、开辟铂族金属资源具有重要意义。

主要铂矿床类型实例,见表1-12-58。

12.1.18.2 铂族金属矿床勘探要求

目前我国尚未制订铂族金属矿床地质勘探规范。实际上,铂族元素主要是作为硫化铜-镍矿床、铬铁矿床及其它有关矿床的伴生组分而存在,以铂族元素为主的原生铂矿床甚为少见。

华北某超基性岩型铂矿床,矿石中的金属组分以铂、钯为主,勘探手段采用地表槽

铂族金属矿

矿床类型	矿床地质特征简介
1	2
硫化铜—镍型铂矿床（矿床成因类型可分为岩浆熔离型、深部熔离—上侵型、交代型及热液型）	海西期含铂的超基性岩体呈岩墙状侵位于某地块南缘隆起带之北侧震旦系混合岩、片麻岩及大理岩地层中，岩体由中间向两侧大致分为含辉橄辉岩、斜长含辉橄辉岩、二辉橄辉岩、斜长二辉橄辉岩、橄辉辉石岩、辉石岩、蛇纹透闪绿泥片岩（边缘相），各岩相均以二辉橄辉岩为主并且均含矿。其中以底部或深部的硫化物含辉橄辉岩相含矿性最好，较大的铂钯富集体分别位于铜镍富矿体的上部和中部，并沿岩相间接触，之教弱带分布，矿石较破碎
单铂型铂矿床（矿床成因类型可分为晚期岩浆分异型及热液型）	海西期含铂的铁质超基性岩体沿一深断裂带之南侧一组雁行排列的裂隙呈岩墙状侵位于前震旦系变质岩中，岩体中段膨大，两端变窄，岩体的岩相分异明显，由中部向外依次为由铁质偏高的透辉石岩、阳起透辉石岩、黑云阳起透辉石岩所组成，称为透辉石岩相；两侧为铁质偏高的角闪石岩相，铂矿体产于透辉石岩相中，矿体具分枝、交叉、错节、复合等变化特征
铂铁矿型铂矿床（矿床成因类型可分为岩浆早期及岩浆晚期两种类型）	含铂的超基性岩体侵位于前震旦纪古老变质岩系中（混合岩化的片麻岩和混合岩），其接触界线与变质岩的层理一致。岩体的分布形状有如向北突出的弯月形，各岩相呈带状展布，纯橄辉岩相位于岩体轴心部位，斜辉辉橄辉岩相和透辉辉橄辉岩相分布在纯橄辉岩相两侧及岩体的西段，主要铂铁矿化带位于岩体膨大向北突出的粗粒纯橄辉岩中，铂族元素即赋存于铂铁矿化带中

床 类 型 实 例

表 1-12-58

矿体形态及规模	主要矿石矿物	铂族元素含量(g/t)	矿床名称
3	4	5	6
含铂矿体呈透镜状、似层状。在二矿区圈定出28个铂富集体,其中1号及2号铂富集体较大。 1号铂富集体: 走向长约500m 延深约400m 最厚度47m 2号铂富集体: 走向长约300m 延深约150m 厚度2~8m	(1)碲铋矿、碲铋银矿、含铋碲铋矿、含银碲铋矿。 (2)碲铋矿、碲银矿、含铂铋自然矿。 (3)铋金矿、含铂铋矿、含碲铋的铂金矿、碲铋铂矿。 (4)含铋碲金铂矿、碲铋铂矿、碲铂矿	1号铂富集体: Pt 2.43 Pd 0.43 2号铂富集体: Pt 2.01 Pd 0.68 此外,矿石中均含有微量的Ir、Os、Ru、Rh	西北某铜镍矿床
铂矿体呈枝状、脉状及透镜状等复杂的形态,矿体规模不等,其中1、2号矿体较大。 1号矿体: 地表出露长约410m 平均厚度约20~30m 延深约100~200m 2号矿体: 走向长约60m 厚度约5m 延深约40m	碲铂矿、碲铋矿、碲铋铂矿、碲铋矿、碲铂矿、碲铂矿、红石矿(PtCuAs)、广林矿(Pd₃As)、丰茂矿[Pd₃(As, Sb)]、粗铂矿、铜铂矿、铜铂铋矿	Pt + Pd > 1 Pt:Pd = 7:1	华北某铂矿床
矿体呈脉状、透镜状产出,一般规模不大,6号矿体为主要矿体。走向长大于100m、最大斜深190m,一般厚度1~3m	碲铋矿、六方碲铋矿、铂碲铋矿、粗铂矿、碲铋矿、碲铋矿、碲铋矿、碲铋矿、碲铋矿、碲铋矿	Ir Os Pt Ru Pd, Rh微量 0. ng/t	华北某铂矿床

探、深部坑探与钻探相结合的手段,其勘探工程间距见表1-12-59。

华北某铂矿床勘探工程间距表

表1-12-59

矿段号	勘探手段	勘探工程间距 (m)			
		C 级		D 级	
		沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜
一矿段	槽探	25			
	坑探	50	40		
	钻探			50	50
二矿段	槽探	25			
	坑探	50~60	30~40		
	钻探			50	50

实际上,华北某铂矿的矿体形态变化及产状变化均很复杂,应属于极复杂的勘探类型。通过对矿床地质勘探程度的分析、研究,采用表1-12-59中的勘探工程间距是控制不住矿体的,对于查明矿石类型、质量而言,勘探工程间距过稀。总之,由于铂族金属矿床成矿地质条件复杂,铂族元素在矿床中含量低而分散,决定了其矿体产出特征及矿石类型复杂,因此采用多种勘探手段和较密的勘探工程间距是必要的。

12.1.19 稀有金属矿

12.1.19.1 稀有金属矿床类型

1. 稀有金属矿床成因类型

我国稀有金属矿床成因类型及其主要特征见表1-12-60、表1-12-61。

2. 稀有金属矿床勘探类型

1) 稀有金属内生及风化壳矿床勘探类型

根据现行《稀有金属矿地质勘探规范》规定,其类型划分于下:

第Ⅰ类型:矿体规模巨大、形态简单,呈层状、似层状、板状、巨大透镜状与脉状,矿化均匀至较均匀。

第Ⅱ类型:矿体规模中至大、个别巨大,形态简单至较简单,呈似层状、脉状与透镜状,矿化较均匀。

第Ⅲ类型:矿体规模中等,个别较大,形态较简单至复杂,呈似层状、脉状及透镜状,矿化较均匀。

第Ⅳ类型:矿体规模小至中等,形态复杂至很复杂,呈透镜状、脉状、网状、巢状及其它不规则状,矿化较均匀至不均匀。

2) 稀有金属矿床勘探类型划分标准

(1) 规模(长×宽或延深)

巨大: >800m × 500m

我国稀有金属矿床主要成因类型表

表 1-12-60

	类	型	类 型 评 价	实 例
内 生 矿 床	花岗岩型矿床	微斜长石花岗岩型矿床	工业类型	姑 婆 山
		钠长石花岗岩型矿床	重要工业类型	宜 春
		碱性花岗岩型矿床	工业类型	吉林某矿
	伟晶岩型矿床	花岗伟晶岩型矿床	重要工业类型	可可托海
		碱性伟晶岩型矿床	综合回收对象	拜 城
	气成热液型矿床	含铍条状岩型矿床	重要远景类型	香 花 岭
		云英岩型矿床	工业类型	万 丰 山
		石英脉型矿床	同 上	画 眉 坊
		砂卡岩型矿床	远景类型	柿 竹 园
	火山岩型矿床	火山沉积型矿床	国内远景、国外重要工业类型	美国斯波尔山
	碱性岩矿床	碱性正长岩型矿床	工业类型	赛 马
		碳酸盐型矿床	远景类型	庙 垣
		白云鄂博型矿床	重要工业类型	白云鄂博
外 生 矿 床	残坡积矿及砂矿床	风化壳矿床	工业类型	博 罗
		残—坡积型砂矿床	同 上	阿斯喀尔特
		河流冲积型砂矿床	同 上	东 洞
		滨海砂矿	重要工业类型	海 南 岛
	卤水矿床	盐湖卤水矿床	远景类型	盐 湖
		海水卤水矿床	同 上	
		井水卤水矿床	工业类型	自 贡

大 : 400~800m × 200~500m

中 : 200~400m × 100~200m

小 : <200m × <100m

(2) 形态

简单: 外形规则、产状稳定的层状、似层状、板状与规模巨大的透镜状和脉状矿体。

较简单: 外形较规则、产状有变化的似层状、透镜状或形态较复杂而可肢解成数个形态简单至较简单的矿体勘探单元。

复杂: 外形不规则, 沿走向与倾斜产状均有变化的串珠状、阶梯状、回曲状矿体; 具分枝复合的脉状、透镜状或其形态复杂至很复杂而可肢解成数个形态较简单至复杂的矿体勘探单元。

很复杂: 外形极不规则, 沿走向与倾斜产状变化急骤的透镜状、脉状、巢状、网状矿体。

我国稀有金属矿床成因类型主要特征

表 1-12-61

序号	类型	时代	产状	岩石类型	主要造岩矿物	稀有金属矿物
	1	2	3	4	5	6
1	微斜长石花岗岩型	加里东晚期 燕山期	岩基、岩株	中(粗、细)粒黑云母花岗岩	钾微斜长石、钠长石、石英、黑云母、黑磷云母、白云母	褐钨铌矿、黑稀金矿、铌钽矿、铌石、复稀金矿
2	斜长石花岗岩型	印支期 燕山期	岩株、岩基、岩脉	白云母花岗岩 二云母花岗岩 细云母花岗岩	钠长石、钾长石、白云母、石英、斜长石	绿柱石、钽铁矿—钽铁矿族、榍云母、细晶石、榍石、含钽榍石、钽铁金红石、黑(白)钨矿
3	碱性花岗岩型	燕山中晚期	岩株、岩脉、岩基	灰白色或肉红色碱性花岗岩	条状长石、石英、钠长石、钠闪石、霞石、铁矿物	钽铁矿、烧绿石、硅钨矿、黑稀金矿、斜日光榴石、钽金红石、榍石
4	花岗岩晶岩型矿床	加里东期 印支期 燕山期	岩脉、岩基	花岗岩晶岩	微斜长石、钠长石、石英、钠闪石、更长石、黑云母、白云母	绿帘石、榍云母、绿柱石、钽铁矿—钽铁矿族、榍石、富铍榍石、金绿宝石、磷钨矿、硅钨矿、细晶石、褐钨铌矿、透辉长石等
5	碱性伟晶岩型矿床	燕山中晚期	脉状、透辉状、串珠状、柱状	正长伟晶岩	钠长石、微斜长石、条状长石、霞石、方解石、金云母、钠闪石、霓辉石、透闪石、石英、阳起石	伟石、烧绿石、异性石、柱石、钽铌矿
6	含榍条状岩型	燕山期	脉状、透辉状、串珠状	条状岩	大理石、白云石、石灰岩	金绿宝石、塔菲石、香花石、硅铍石、日光榴石、双晶石、榍石
7	云英岩型矿床	海西期 燕山期	脉状、不规则脉状、脉状	云英岩	石英、白云母、黑磷云母	绿柱石、硅铍石
8	石英脉型矿床	印支期 燕山期	脉状	石英脉	石英	绿柱石、其它：黑钨、白钨矿、榍石

续表

序号	类型	时代	产状	岩石类型	主要造岩矿物	稀有金属矿物
	1	2	3	4	5	6
9	砂卡岩型矿床	印支期 燕山期	似层状、透镜状、状不规则	砂卡岩	符山石、石榴子石、透辉石、透闪石、阳起石、绿帘石、硅灰石	绿柱石、日光榴石、金绿宝石、塔菲石、其它、黑钨矿、白钨矿、锡石、磷矿
10	火山沉积型矿床	第三纪	层状、似层状、带状	凝灰岩、角砾岩、流纹岩		硅酸石、硅酸盐石、其它、沥青铀矿
11	碱性正长岩型矿床	海西期	似层状、透镜状	霓霞正长岩、碱性正长岩	霓霞正长石、霞石、黑云母、石英、黑榴石、钠长石	霓霞状矿、异生石、斜硅铝矿、轴方柱石、钠柱石、钼石、沥青铀矿
12	碳酸盐型矿床	震旦系?	透镜状、脉状、团块状	黑云母碳酸盐方解石碳酸盐岩、白云石碳酸盐岩	方解石、白云石	钼金红石、磷石、烧绿石、钼铁矿、磷居石、氟磷矿、褐帘石
13	白云鄂博型矿床	前寒武	层状、似层状	火山沉积碳酸盐岩	白云石、白云石、方解石、磁铁矿、赤铁矿、菱铁矿	钼铁矿、烧绿石、黄绿石、易解石、钼铁金红石、钼钙矿、独居石、褐帘矿
14	风化壳矿床	第四纪	似层状、透镜状、面状	风化花岗岩、风化伟晶岩	高岭土、石英、长石、云母、绿帘石	钼铁矿—钼铁矿、钼铁矿、磷石、黄绿石
15	残坡积矿	同上	舌状	残坡积物	砂岩、粘土、碎石	绿柱石、钼铁矿—钼铁矿、磷
16	河流冲积型砂矿	同上	层状、条带状、树枝状		砂岩、重砂土、粘土、漂砾	钼铁矿、钼铁矿、磷石、褐帘矿
17	深埋砂矿	同上	长条状、透镜状、分布		长石、石英	磷石、磷居石、钼铁矿及金红石、钼铁矿
18	盐湖卤水矿床	同上	层状	孔隙卤水、晶间卤水、湖水	石盐、白钠镁矾、细砂	LiCl

续表

序号	次要(副)矿物	蚀变作用	矿体的分带性	矿化类型
	7	8	9	10
1	磁铁矿、磷石、电气石、磷灰石、磷钨矿、铁磷矿	钾长石化	具垂直分带性	Nb-TR矿化及W、Sn、Ti、U等
2	磁磷石、磷钨矿、黑钨矿、黄玉、金属硫化物、钽石	白云母化、钠长石化、云英岩化、硅化、绿帘角闪岩化、电气石化、萤石化、黄玉化	垂直分带明显	Nb、Ta、Be、Li、Cs和Sn、W及少L、TR、U矿化
3	磁磷石、钨矿、钨铁矿、赤铁矿、褐铁矿、金属硫化物、铁钨石	硅化、萤石化、钠长石化	垂直分带明显	Nb、Be矿化 $\Sigma\text{C}_2\text{O}_3$ 与 $\Sigma\text{Y}_2\text{O}_3$ 含量较高
4	磷石、电气石、石榴子石、金红石、黄石、磷灰石、独居石、钽石、金属硫化物	钠长石化、白云母化、绿帘角闪岩化、电气石化	垂直和水平分带明显	Be、Li、Nb、Ta、Rb、Cs、Zr、Hf及TR矿化
5	磷石、磷灰石、黄钾铁矾、石榴石、菱铁矿、褐铁矿、磁铁矿、金属硫化物、重晶石	金云母化、钠长石化	分带不明显、规律不强	Zr、Nb、Ta及TR矿化
6	萤石、金云母、尖晶石、方解石、氟磷灰石、电气石、石榴石、绿帘石、符山石、金属硫化物	条带状岩化、萤石化、黄磷灰石化、电气石化	具分带现象	Be、B矿化
7	长石、萤石、黄玉、黑钨矿、磷石、金属硫化物	云英岩化、钠云母化、黄铁矿化、碳酸盐化	少数具带状构造	Be矿化
8	黄铜矿、黄铁矿、辉钨矿、白云母、磷灰石、铁磷矿	云英岩化、钠云母化、绿帘角闪岩化	无	Be、W、Sn矿化

续表

序号	次要(副)矿物	蚀变作用	矿体的分带性	矿化类型
	7	8	9	10
9	辉绿岩、萤石、黄玉、辉钨矿	砂卡岩化、云英岩化	具带状构造	Be、W、Sn及Mo、Bi矿化
10	黄玉、萤石	萤石化、黄玉化	无	Be、U矿化
11	黑云母、黑榴石、磷灰石、金红石、钙霞石、钠长石、沸石、白云母、重晶石、锆石、钛铁矿、金属硫化物	钠长石化、白云母化	无	TR、Nb矿化
12	钾长石、钠长石、磷灰石、黑云母、白云母、钛铁矿、萤石、金属硫化物			Nb、TR及Zr、Ta、Sr矿化
13	萤石、磷灰石、重晶石、钠闪石、金云母	萤石化、铁闪石化、黑云母化、磁铁矿化、萤石化、砂卡岩化	可分出不同类型的铌—稀土矿	Nb、Fe、TR矿化
14	黄玉、褐铁矿、磁铁矿、萤石、磷灰石、钛铁矿		可分全风化、半风化和原岩三带	Nb、Ta、Zr矿化
15	电气石、透辉石、透闪石、透辉石、辉钨矿、白铜矿		无	Be、Nb、Ta矿化
16	磷灰石、透辉石、钛铁矿、磷钨矿		无	Be、Nb(Ta)矿化及Sn、Zr、Ti、TR
17	绿帘石、石榴石、电气石、绿帘石、云母类、磷灰石、磁铁矿、黄铁矿、黄铜矿		不明显	Zr、TR、Ti矿化
18	B_2O_3 、K ⁺ 、Mg ⁺⁺ 、Na ⁺		具水平和垂直分带Li及B、Mg、Na矿化	

(3) 矿化均匀程度

均匀：矿化连续，有用矿物颗粒细小、分布均匀。

较均匀：矿化较连续，有用矿物颗粒较小，分布比较均匀。

不均匀：矿化不连续，矿化规模易掌握，有用矿物粗大（即达到或大于手选要求的粒度）、分布不均匀。

很不均匀：矿化极不连续，矿化规模性不明显，有用矿物颗粒粗大或粒度一般而呈聚晶状产出，分布很不均匀。

3) 稀有金属砂矿床勘探类型

详见本篇第九章第9.1节。

12.1.19.2 稀有金属矿床勘探工程间距及勘探手段

1) 勘探工程间距

(1) 稀有金属内生矿床及风化壳矿床勘探工程间距见表1-12-62。

内生及风化壳稀有金属矿床勘探工程间距表

表 1-12-62

勘探类型	勘探工程种类	勘探工程间距(m)			
		B 级		C 级	
		沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜
I	钻孔	80~100	60~80	160~200	120~160
II	钻孔	40~80	40~60	80~160	60~80
	坑道	40~80	40~60		
III	钻孔	20~40	30~40	40~80	30~40
	坑道	20~40	30~40	40~80	40~60
IV	钻孔			30~40	20~30
	坑道			30~40	30~40

注：钻孔只能提供机选储量，要提供手选稀有金属矿物储量，应使用坑探手段。

(2) 稀有金属砂矿床勘探工程间距，详见本篇第九章9.1节。表1-9-8。

(3) 稀有金属的盐湖矿床参考勘探工程间距为：B级1000×1000m，C级2000×1000m。

2) 勘探手段

根据《稀有金属矿地质勘探规范》，各勘探类型对勘探手段要求如下：

(1) 内生矿床第I勘探类型，用钻探手段一般可提供B级储量。

(2) 第II勘探类型矿床，根据具体情况，对出露地表的碱性长石花岗岩矿床可用钻探手段提供B级储量，对其它矿床应以钻探为主，辅以坑道，可提交B级储量，如地形有利，经济合理，可采用坑探。

(3) 第III勘探类型B级储量和第IV勘探类型C级储量，应以坑探为主、坑钻结合求得。对特别复杂的矿床，根据需要可施工适当数量的天井或暗井以探求B级或C级储量，对矿

体深部或边部用钻探控制获取低一级储量。

(4) 对风化壳矿床应结合地貌特征合理布置勘探工程, 使用钻探手段时, 应使岩心完整、层次不乱, 并需一定数量浅井验证。

(5) 对砂矿床勘探一般采用砂钻, 辅以浅井。

3) 探采对比总结的勘探工程间距

经对全国几十个稀有金属矿床进行探采对比, 总结出的勘探类型及勘探工程间距见表 1-12-63、表 1-12-64。

12.1.19.3 稀有金属矿床各级储量比例要求

根据我国稀有金属矿的勘探和矿山建设经验, 稀有金属矿床各级储量比例要求是: B 级储量在大、中型矿床中应占 B+C+D 级储量的 5~10%, D 级储量应 <30%; 小型矿床一般只求 C+D 级储量; 复杂的矿床, 用较密工程仍探求不到 C 级储量时, 求得 D 级储量即可提交工业部门探采结合。

规模巨大的矿床需要分区、分段建设时, 各级储量比例应以区、段衡量。

无论矿床规模大小, B 级储量均应集中在首采地段。

稀有金属矿床勘探类型划分意见

表 1-12-63

成因类型	勘探类型	矿体形态	规模(长度) (m)	矿化	品位变化系数 (%)	厚度变化
花岗岩晶岩矿床及 气成热液矿床	I	简单脉状、似板状	>1000	连续均匀, 矿化系数 0.7~1.0	<50	变化较小, 变化系数 <50%
	II	简单脉状、岩钟状	500~1000	基本连续均匀, 矿化 系数 0.5~0.8	40~80	较小, 变化系数 40~80%
	III	不规则脉状, 分枝复合 脉状	250~500	不够连续均匀, 矿化 系数 0.4~0.7	60~100	较大, 变化系数 60~100%
	IV	极不规则脉状, 分枝复 合脉状, 巢状	100~250	不均匀至很不均匀, 矿化系数 <0.4	>100	大至很大, 变化系数 >100
花岗岩矿床	I	似层状	>1000	均匀		厚度稳定
	II	似层状、厚脉状、板状	300~1000	均匀至较均匀		厚度稳定至较稳定
	III	脉状、透镜状	120~300	较均匀		较稳定
风化壳矿床	I	似层状、壳状	>500	均匀		不大, 变化系数 <50%
	II	似层状、壳状	300~500	均匀至较均匀		较大, 变化系数: 50~100%
	III	似层状、脉状	120~300	较均匀		变化大至很大, 变化 系数 >100

注: 砂矿型矿床与稀有金属矿床规范划分相同, 故不阐述。

稀有金属矿床探采对比总结的勘探工程间距表

表 1-12-64

矿床类型	勘探类型	工程类别	勘探工程间距 (m)				备 注
			B 级		C 级		
			沿走向	沿倾向	沿走向	沿倾向	
花岗岩伟晶岩型与气成热液型矿床	I	钻孔	60~80	40~60	80~120	60~80	以钻探为主
	II	钻孔	40~60	30~40	60~80	40~60	C级: 钻探为主, 坑探验证, 当钻探施工困难时, 可改坑探为主 B级: 必须要有坑探
		坑道	40~60	40~60	60~80	60~80	
		天井	80~100	15~20			
	III	钻孔			40~60	40~60	坑探为主, 钻探配合, 控制深部, 边部, 钻探配合坑探提C级储量时, 网度应与坑探一致, 但不能提B级
		坑道	20~40	30~40	40~60	40~60	
	天井	60~80	10~15				
		天井			20~40 20~40 40~60		20~40 20~40 10~15
花岗岩型矿床	I	钻孔	80~100	60~100	100~160	100~120	单一钻探
	II	钻孔	50~80	50~60	80~100	60~100	以钻探为主, 必要时用坑探检查
		坑道	50~80	40~60	80~100	60~80	
风化壳型矿床	III	钻孔			40~80 40~80	30~60 40~60	同 上
	I	钻孔	60~80	60~80	80~120	80~120	浅钻或浅井为主, 配合浅井检查
	II	钻孔	40~60	40~60	60~80	60~80	同 上
	III	钻孔			40~60	40~60	同 上

12.1.19.4 评价稀有金属矿床勘探程度应注意的问题

1. 稀有金属矿床放射性测定要求

稀有金属矿床中许多稀有金属矿物, 如褐钨铀矿族、黑稀金矿族、烧绿石矿族、独居石矿族、磷钨矿族、铈磷灰石矿族、硅铈铈矿族、铈铁矿-钽铁矿族等, 都具有放射性, 同时, 许多稀有金属矿床常伴生有放射性矿物, 如晶质铀矿、铜铀云母、钙铀云母、钍石、铀细晶石等, 有时, 还局部存在放射性矿体。虽然在天然状态下稀有金属矿床的放射性强度较低, 但经选矿富集后, 其精矿、尾矿中的放射性强度往往接近或超过了国家的规定, 并对人体构成危害。因此要求在稀有金属矿床勘探和加工试验过程中, 进行以下项目的测定。

1) 本底测量

根据一九七四年国家颁发的《放射性防护规定》中附录五的规定, 对于具有放射性的“新建单位投产前, 必须预先获得本地区至少一年的天然辐射本底数据。”

本底测量是为以后进行放射性监测提供对比的基本数据。测量内容包括 $\alpha+\beta$ 外照射强度测量; 射气(气溶胶)或粉尘放射性测量; 水中放射性浓度(或强度)测量; 植物、主要农牧产品和土壤本底测量。

2) 比放射性测量

在勘探阶段应测定原矿、精矿和尾矿的铀、钍、钷的含量，计算比放射性强度。若铀钍钷矿物含量大于0.1%，比放射性大于每kg 5×10^{-7} 居里，同时日操作量大于30g天然铀钍钷矿物时，需采取防护措施。

3) 外照射测量

应测定矿区地表、坑道、矿体露头、岩矿心、精矿、尾矿的外照射($\alpha + \beta$ 射线)强度。根据有关的放射性防护规定，放射性职业工作人员年最大允许剂量当量为5雷姆，大致相当于每小时2.5毫雷姆或2500微伦。超过上述标准时，均应按放射性职业工作人员对待。对于邻近放射性及其附近地区的工作人员及家属，年限制量为0.5雷姆，即每小时250微伦。

4) 表面放射性污染测量

按“放射性防护规定”，表面放射性污染物含量极限要求见表1-12-65。

与放射性工作场地邻近的有关车间(房间)内，设备与地面污染应不超过表1-12-65中数值的1/10。

表面放射性污染物含量极限表

表 1-12-65

污 染 表 面	α 放射性物质污染	β 放射性物质污染
手、皮肤、内衣、工作袜	100	1000
工作服、手套、工作鞋	500	5000
设备、地面、墙壁	3000	30000

注：表中单位为：每100cm²、2 π 、分的粒子数。

5) 空气中放射性物质浓度的测量

一般应测定坑道内的氡气及其子体和放射性粉尘的浓度。空气中放射性浓度，一般要求不超过0.1mg/l。各种放射性元素在空气中的最大允许浓度，可参见“放射性防护规定”第20条。

6) 水中放射性浓度的测量

应对地表水和矿坑水进行放射性浓度测定。一般要求其不超过0.1mg/l。各种放射性元素在水中的限制浓度，见“放射性防护规定”第20条。

7) 放射性元素的分析测定

应查明稀有金属矿床的矿石、围岩、精矿和尾矿中放射性元素的种类、含量、赋存状态、富集规律、放射性强度等。

稀有金属矿床放射性的测定工作，必须经常性地地进行，在勘探期间，由地质勘探部门测定，建厂后，一般由矿山自行测定或委托其它专业部门测定。

2. 铍毒防护问题

国家劳动总局(1980)劳总护字81号文件指出：铍是有毒金属中最毒的金属。它的密度很轻，随风飞扬，通过呼吸道进入人体，贮藏肺、肝、肾等处，潜伏期长达10~20年，对人体健康危害很大。”

铍虽属剧毒金属，但铍矿物并不会引起中毒。一般水溶性铍化合物，如硫酸铍、氟化

我国稀土矿床主要工业类型表

表 1-12-66

矿床类型	矿床地质特征	矿体形态规模	矿石结构、构造及主要矿物	伴生组份	矿床价值	实例
沉积变质-热液交代型 钕-稀土-铁 矿床	稀土矿物分布在铁矿物及其上盘围岩中, 围岩为元古代白云鄂博群白云岩, 以轻稀土元素为主	矿体规模巨大, 呈50°~60°透镜状和扫帚状产出	矿石类型分三大类: 即钕-稀土铁矿石、钕-稀土矿石、钕矿石。主要稀土矿物有: 独居石、氟碳铈矿、氟碳铈矿等。稀土含量高	La、Ce、Pr、Nd、Sm、Th、Nb、Ti、Ta、Sr、Ba、Li等多种元素伴生	矿床规模巨大, 有用组分丰富, 是最重要的工业类型	白云鄂博铁矿
风化壳离子吸附型稀土矿床	风化壳为花岗岩、混合岩、火山岩风化产物, 以重稀土或轻、重稀土为主	矿体形态呈似层状产出, 一般与地形变化一致	矿石品位中等, 稀土以离子状态吸附于高岭石、多水高岭石和水云母等粘土矿物表面。主要矿物为含稀土萤石、氟碳铈矿	ΣY、ΣCe	矿床规模大, 易采、治, 有较大的工业意义	龙南稀土矿
砂矿床	冲积砂矿床	受河流控制, 矿体赋存于砂砾层和砂中	主要工业矿物为稀钇铈矿, 品位变化稳定	独居石、铈石、锡石、钽铁矿	易采选, 规模小, 宜地方开采	两路口稀钇铈矿冲积砂矿床
	海滨砂矿床	呈长条状, 环海岸线分布, 矿体严格受地形控制	砂矿赋存于第四系不含土或含土很少的中细粒石英砂或粘土质石英砂岩中, 主要矿物为独居石、磷钇矿	锡石、钽铁矿	矿床规模大, 品位高易采选, 是重要的工业类型	阳江海滨砂矿
热液脉状矿床	为含稀土、石英、重晶石碳酸盐脉和含稀土细脉浸染型的黑云母、辉长片麻岩、正长岩等岩脉, 以含钕族元素为主	矿体呈脉状, 产状较稳定, 主脉品位高	矿物组合可分为: 含稀土重晶石、石英、碳酸盐脉; 含稀土放射状辉花斑岩脉; 钨磷灰石脉等, 矿物共生组合简单, 有氟碳铈矿、氟碳铈矿	La、Ce、Pr、Nd	矿床规模小至中等, 有一定工业价值	鞍山氟碳铈矿脉状矿床
其它	矿体赋存于海西期正长岩碳酸盐杂岩体, 碱性正长岩岩体内, 以含轻稀土为主	矿体呈似层状、板状、透镜状、平行层形排列	主要矿物: 独居石、氟碳铈矿、氟碳铈矿, 矿物粒度细, 分选困难	独居石、磷灰石、钽铁矿	矿床规模较大, 有用组分多, 可综合利用, 有较大的工业意义	东北、中南等地

铍的毒性远比难溶性铍化合物，如氧化铍大的多。颗粒愈小、表面积愈大的氧化铍毒性，要比颗粒大、表面积小的氧化铍大的多。一般直接接触可溶性铍盐或空气中含有铍粉尘 $0.1\text{mg}/\text{m}^3$ 时，即可使人致病。空气中含有铍粉尘 $0.025\text{mg}/\text{m}^3$ 以上就对人体有害。

根据我国工业企业设计卫生标准：GB13—73的规定，空气中允许含铍浓度为：

车间最高允许浓度—— $0.001\text{mg}/\text{m}^3$

居民区最高允许浓度—— $0.00001\text{mg}/\text{m}^3$

根据美国环境保护局七十年代初规定，水中铍污染的最高允许浓度为：

保护水生物的水质标准：铍在软水中为 $0.011\text{mg}/\text{l}$ ，在硬水中为 $1.1\text{mg}/\text{l}$ ；

灌溉用水含铍标准：连续用水的铍含量小于 $0.1\text{mg}/\text{l}$ ，短期用水的铍含量应小于 $0.5\text{mg}/\text{l}$ 。

苏联地面水含铍标准为 $0.0002\text{mg}/\text{l}$ 。

因此，在铍矿和含铍矿床的勘探工作中，应注意查明铍的含量、赋存状态、分布规律，并评述在矿石加工过程中可能出现的铍毒污染，为铍毒防护设计提供资料依据。

12.1.20 稀土金属矿

12.1.20.1 稀土金属矿床类型

我国稀土金属矿产资源十分丰富，储量居世界首位，具有分布广、类型多、矿种全、综合利用价值高的特点，在国民经济中占有重要地位。

我国稀土金属矿床类型十分复杂，目前尚未进行统一分类，也尚未颁发稀土金属矿床地质勘探规范，现根据我国稀土金属矿床具体情况，将划分的主要工业类型列于表1-12-66。

我国稀土金属矿床勘探手段，工程间距实例表

表 1-12-67

矿区名称	勘探手段	勘探工程间距(m)	相当的勘探类型
白云鄂博稀土矿	以钻探为主，坑道为辅，地表采用槽、井探	A ₂ 级：100×100 B级：100~200×100 C级：200×200	I—I类型
龙南稀土矿（花岗岩风化壳）	以小圆井为主，边部以浅坑和短槽相结合	C级：80×80 （相当于每 km^2 160个井）	—
河路口褐钨铋矿（冲积砂矿）	查加钻及浅井	河谷宽>240： B级：400×20 C级：400×40 河谷宽<240： B级：200×20 C级：200×40	I类型
寻乌稀土矿（火山岩风化壳）	以小圆井为主，配合深部钻探、浅部槽探	B级：每 km^2 120个井 C级：每 km^2 60~120个井 D级：每 km^2 40~50个井	—

12.1.20.2 稀土金属矿床勘探工程间距及手段

我国尚未制定稀土金属矿床地质勘探规范, 勘探手段、勘探工程间距未作统一规定, 现仅列出国内主要稀土金属矿床有关情况供参考, 见表 1-12-67。

12.1.20.3 评价稀土金属矿床勘探程度应注意的问题

- (1) 应注意某些稀土金属矿床放射性测定和防护问题的研究。
- (2) 应加强矿石成分及加工技术性质的研究。

12.2 非金属矿床类型及勘探工程间距与各级储量比例要求

12.2.1 石灰石矿

12.2.1.1 石灰石矿床类型

1. 石灰石矿床成因类型

石灰石矿床成因类型, 详见表 1-12-68。

石灰石矿床成因类型表

表 1-12-68

矿床类型	矿床地质特征	矿石特征	矿床价值	矿床实例
海相沉积矿床	成矿环境有深海和浅海。分为有机沉积、化学和生物化学沉积、碎屑沉积。前二种沉积的矿床, 构造一般较简单, 矿床长达数公里至数十公里, 厚数十米至数百米, 呈层状、似层状及大凸透镜体。矿石质量稳定, 矿石储量达数千万吨至数亿吨。矿床规模一般较大, 但地槽型较小。 矿床多生成于前寒武纪、奥陶纪、石炭二叠纪及三叠纪	主要矿物是方解石, 块状、条带状、鲕状竹叶状构造。 粒状、胶状、隐晶质结构。 矿石质量较纯	最有工业价值	土城子、滦县、乌龙泉、明城、船山、贵定等石灰石矿
陆相沉积矿床	成矿环境有湖泊、洞穴、泉水石灰岩碎屑。包括陆相化学沉积、石灰华和陆相机械沉积矿床。 矿床规模一般不大, 矿床多呈透镜状产品	主要矿物是方解石、白垩。 矿石成份不均匀, 有时含杂质多, 常含较多粘土质	因含杂质较高, 为次要工业类型	
火成矿床	为岩浆和热液生成的矿床, 多与碱性杂岩体相伴生。产出形态, 多为岩脉、岩钟、岩墙或岩脉	主要矿物有方解石、白云石和菱铁矿、磁铁矿、磷灰石、黑云母、金云母等多种矿物。并常有铈、钽稀土元素。 矿石具中粒、粗粒结构, 块状构造。 矿石质量差。	该类矿床本身工业价值不大, 但含有铈、钽、稀土元素时, 有较大意义	竹山、南江、临县等石灰石矿

2. 石灰石矿床勘探类型

(1) 冶金、化工用石灰石及白云石矿床勘探类型一般划分三个类型, 其特征详见表 1-12-69。

冶金、化工用石灰石及白云石矿床勘探类型表

表 1-12-69

勘探类型	矿床地质特征	矿床实例
I	矿体规模大; 走向长大于1500m, 斜长大于1000m, 形态简单, 呈层状、似层状。厚度和质量稳定, 矿体内不含或少含不连续夹层。构造简单, 一般无大的褶皱, 局部有小断层, 对矿体影响不大。火成岩脉和岩溶不发育	甘井子、土城子、望山、潮田、明城、井陘等石灰石矿
II	矿体规模大至中等。走向长1000~1500m, 斜长400~1000m。形态简单至较简单, 层状、似层状。厚度和质量较稳定, 矿体内不连续夹层较多, 局部有因质量变化形成的不可采地段。构造较复杂, 有较小的波状褶皱和少数较大断层, 对矿体有一定的影响和破坏。火成岩脉和岩溶较发育	船山、马龙泉、贵定、漆县等石灰石矿
III	矿床规模中小型, 走向长小于1000m, 斜长小于400m。形态较简单, 呈层状、似层状。厚度和质量不稳定, 变化大且无规律, 局部出现大于平均厚度5倍以上的矿层, 矿体内不连续夹层多, 因质量变化不可采地段较多。构造复杂, 呈不规则的波状褶皱和倒转背、向斜, 褶皱复杂、断层多, 使矿体遭受严重的破坏。火成岩脉和岩溶发育	本溪朴家湾石灰石矿

(2) 根据现行《水泥原料矿地质勘探规范》规定, 水泥用石灰石矿床勘探类型划分三个类型, 列于表 1-12-70。

水泥用石灰石矿床勘探类型表

表 1-12-70

勘探类型	矿床特征	实例
I	矿石质量、矿层厚度稳定或具有规律性变化, 不含或含有少量的不连续夹层, 地质构造简单, 岩浆岩, 岩溶不发育	宝璧山、太源桥、花地坪等石灰石矿
II	矿床地质构造中等复杂, 岩浆岩较发育; 或矿石质量和矿层厚度变化较大; 或矿石质量不稳定; 白云岩化、硅化现象较发育; 或矿层厚度变化较大, 岩溶较发育等	富儿沟、大房子、坑边等石灰石矿
III	矿石质量变化复杂, 白云岩化较重, 岩溶发育; 或岩浆岩和岩溶均发育, 或不连续夹层多, 矿石质量变化大	观音山石灰石矿

12.2.1.2 石灰石矿床勘探工程间距

冶金、化工用石灰石及白云石矿床和水泥用石灰石矿床, 不同勘探类型相应的勘探工程间距分别列于表 1-12-71 及表 1-12-72。

12.2.1.3 石灰石矿床各级储量比例要求

冶金、化工、水泥用矿山建设设计所需探明的各级储量比例为:

大、中型矿山: B级20~30%, C级70~80%;

小型矿山: C级100%。

冶金、化工用石灰石及白云石矿床勘探工程间距表

表 1-12-71

勘探类型	勘探手段	勘探工程间距(m)				备 注
		B级		C级		
		沿 走 向	沿 倾 斜	沿 走 向	沿 倾 斜	
I	槽 探	100		100		矿床实例见 表1-12-69
	钻 探	300~200	300~200	600~400	600~400	
II	槽 探	50		100		
	钻 探	200~100	200~100	400~200	400~200	
III	槽 探	50		50		
	钻 探	100	100~5	200	200~100	

水泥用石灰石矿床勘探工程间距表

表 1-12-72

勘探类型	勘探工程间距(m)		备 注	
	B级			C 级
	沿 走 向	沿 倾 斜		
I	200~400	200~400	地表工程间距同B级, 下推深度不超过B级工程间距的一半, 超过时应用少数工程控制	矿床实例见 表 1-12-70
II	100~200	100~200	地表工程间距同B级, 深部 200~400×200~400	
III	50~100	50~100	地表工程间距同B级, 深部 100~200×100~200	

12.2.1.4 评价石灰石矿床勘探程度应注意的问题

根据多年来一些石灰石矿山的生产实践经验, 矿床因长期受到雨水、空气的侵蚀以及植物的生长作用, 地表常常泥化。此外, 矿体中的溶洞和裂隙常被黄土、泥砂所充填。这些粘性泥土、砂石在开采过程中大量混入矿石中, 使矿石质量下降, 并且产生粘挖掘机、粘矿车、堵塞放矿漏斗, 影响运输、破碎等生产作业。因此, 在勘探期间要注意查明岩溶裂隙的形态、规模、发育深度、分布规律、充填物的成分和干湿性质, 计算出岩溶裂隙率和岩溶裂隙中的含泥率, 以便考虑是否需要洗矿设施。矿石含泥对质量的影响, 见表 1-12-73。

矿石含泥对质量的影响表

表 1-12-73

矿山名称	地质品位(%)		采出品位(%)		洗矿后的品位(%)	
	CaO	SiO ₂	CaO	SiO ₂	CaO	SiO ₂
乌龙泉石灰石矿	54.88	0.67	50.88	4.8	54.88	0.64
大龙山石灰石矿	54.52	0.19	51		54.35	
把关洞石灰石矿	54.46	0.5	48		52.0	

如矿床的岩溶裂隙率和含泥率较大时,需进行矿石的洗矿试验,提供脱泥效果、单位耗水量、动力消耗、设备数量与投资等数据,并推荐最佳流程。

12.2.2 菱 镁 矿

12.2.2.1 菱镁矿床类型

1. 菱镁矿床成因类型

我国菱镁矿床类型,按其产出地质条件和形成方式划分,详见表 1-12-74。

我国菱镁矿床成因类型表

表 1-12-74

矿床类型	矿床地质特征	矿床价值	矿床实例
镁质碳酸盐岩中的晶质菱镁矿	主要产于早元古界,厚大的镁质碳酸盐岩建造中,矿体直接围岩多为白云石大理岩和菱镁矿大理岩。矿床走向延长数百米至数千米,含矿带厚数十米至数百米,由多层矿体组成。矿体呈似层状、透镜状、有时分叉。产状与围岩一致,矿体受层间裂隙构造控制。矿石以菱镁矿为主,杂质矿物有白云石、滑石、透闪石、石英和绿泥石等。规模为大型至特大型。 少量产于太古界透辉长英麻岩所夹的白云石大理岩中,矿体受构造控制,规模为中小型	特大型至小型,质量优良,是我国菱镁矿主要开采对象	海城、狮子岭、青山怀、圣水寺、粉子山、大河等镁矿
	此类矿床产于晚元古界长城系及震旦系、中泥盆系和三叠系。矿床多赋存于白云质灰岩、白云岩中。矿体呈似层状、透镜状、不规则脉状、脉状。矿体走向长几十米至几百米。矿石以菱镁矿为主,杂质一般为白云石、方解石等。矿床规模为中小型	规模中小	桂贤、哈勒哈特、巴夏等镁矿
超基性岩中的风化	产于超基性岩中的风化壳,深一般数十米,具有垂直分带现象。上部绿帘石层、绿帘角闪石层和绿帘角闪石蛇纹岩仅在低洼或平坦地段局部残留,且为新生代沉积物所覆盖。保留较完整的有硅化淋滤蛇纹岩带、碳酸盐化蛇纹岩带(菱镁矿亚带产于其中)。矿体呈不规则的透镜状和似层状。产状近似水平。单个矿体一般厚数米。矿石以菱镁矿为主,杂质有蛋白石、石膏和褐铁矿	规模小,质量差	乌珠尔、察汉奴普、赫根山等镁矿

2. 菱镁矿床勘探类型

我国菱镁矿床按矿体规模、矿体形态复杂程度、构造复杂程度、矿体厚度变化、内部结构和质量变化等因素分为三个勘探类型,见表 1-12-75。

12.2.2.2 菱镁矿床勘探工程间距

菱镁矿床勘探工程间距见表 1-12-76。

菱镁矿床的勘探手段,一般均采用钻探,浅部用槽井探。有的地形条件适合,可用坑探。

12.2.2.3 菱镁矿床各级储量比例要求

大、中型矿床一般B级储量占10%左右,对某些复杂的大、中型矿床,只求C+D级,

菱铁矿床勘探类型表

表 1-12-75

勘探类型	矿体规模	矿体形态	构造	矿体厚度变化	内部结构	质量变化	实例
I	大型 长>2000m	较规则,呈似层状	较简单	较稳定,厚度变化系数<40%	较简单	较稳定	海城菱铁矿下部矿体、桦子峪菱铁矿第三层矿
II	大—中型 长500~2000m	不规则透镜状、脉状、复杂的似层状	中等	不稳定厚度变化系数40~100%	复杂	不稳定	小圣水寺菱铁矿、主矿体、青山怀菱铁矿、掖县粉子山菱铁矿
III	小型 长100~500m	极不规则团块状、囊状、复杂的脉状	复杂	很不稳定,厚度变化系数>100%	很复杂	很不稳定	桂贤菱铁矿

菱铁矿床勘探工程间距

表 1-12-76

矿床类型	勘探工程间距(m)			
	B级		C级	
	沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜
I	100~150	100~150	200~300	100~150
II	50~100	50~100	100~200	50~100
III			50	50

注:所列勘探工程间距是以往工作总结,以作类似矿床参考。

D级储量一般不超过10~30%,对极复杂矿床,D级储量可适当增加。

小型矿床一般只求C+D级储量。简单矿床可在首期开采地段求少量B级储量,而复杂矿床求不到C级,可求D级。

12.2.3 白云石矿

12.2.3.1 白云石矿床类型

1.白云石矿床成因类型

根据有关资料介绍,白云石矿床成因类型列于表1-12-77。

2.白云石矿床勘探类型

白云石矿床的勘探类型划分与石灰石矿床相同,见表1-12-69。

12.2.3.2 白云石矿床勘探工程间距

白云石矿床勘探工程间距,见表1-12-78。

12.2.3.3 白云石矿床各级储量比例要求

根据实践经验总结,白云石矿床勘探时应探明的各级储量比例一般大、中型矿山为: B级20~30%, C级70~80%。

白云石矿床成因类型表

表 1-12-77

矿床类型	矿床地质特征	矿石特征	矿床价值	矿床实例
海相沉积矿床	矿床多产于石灰岩系中,并与石灰岩呈相变关系。 矿体呈层状或透镜状,厚几米至几十米,长几十米到几百米或数千米。矿层稳定,一般规模较大	矿石呈緻密块状构造,粒状结构。 共生矿物较简单,有时有重晶石和天青石与白云石共生。 矿石质量较好又稳定	最重要的工业矿床	幕府山、陈家堡子、固阳、湘乡等白云石矿
海相沉积矿床	矿床多与石膏或硬石膏共生,且层位常在石膏或含盐岩层之下。 矿体呈层状或透镜状,一般规模比较小	矿石呈块状构造,其结构和成份较复杂,且矿石质量差	形成有工业价值的矿床很少	定襄、阴林埠等白云石矿
后生交代矿床	由石灰岩被交代而生成的白云岩,常受沉积后期的构造因素控制			

白云石矿床勘探工程间距表

表 1-12-78

勘探类型	勘探手段	勘探工程间距(m)				矿床实例
		B级		C级		
		沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜	
I	槽探	100		100		幕府山、陈家堡子等 白云石矿
	钻探	300~200	300~200	600~400	600~400	
II	槽探	50		100		乌龙泉、湘乡、上高 等白云石矿
	钻探	200~100	200~100	400~200	400~200	
III	槽探	50		50		
	钻探	100	100~50	200	200~100	

12.2.3.4 评价白云石矿床勘探程度应注意的问题

(1) 我国南方的白云石矿床,其岩溶裂隙中的含泥率较高,勘探时应查明矿床的溶裂率和溶裂中的含泥率,并进行洗矿试验,提供脱泥效果、单位耗水量、动力消耗、设备数量与投资等数据。

(2) 白云石矿主要用于耐火材料,在勘探评价矿床时应进行矿石加工技术试验,其试验种类、目的、内容等详见表 1-12-79。

白云石矿石加工技术试验要求表

表 1-12-79

试验种类	试验目的	试验内容	试样重量(kg)
基本性能试验	(1) 鉴定原料能否作为耐火材料 (2) 了解烧成温度和原料的理化性能	(1) 物质组成鉴定 (2) 测定原料的化学成分 (3) 对原料进行物性测定 (4) 进行不同温度和块度烧结试验, 并对烧成料进行化学分析和物相测定	100~200
实验室制砖试验	了解原料的制砖性能和使用效果	(1) 原料的加工工艺及制砖时的原料配比 (2) 制品的物相鉴定及理化性能检验 (3) 制品的使用效果或模拟试验	1000±
半工业或工业试验	全面评价原料的制砖性能和使用效果, 进行生产设备选择	(1) 验证和完善制品加工工艺和原料配比 (2) 对制品进行理化性能检验 (3) 评定制品的使用效果	根据实际需要而定

12.2.4 硅石矿

12.2.4.1 硅石矿床类型

1. 硅石矿床的成因类型

硅石矿床的成因类型, 根据有关资料综合整理列于表 1-12-80。

2. 硅石矿床的勘探类型

硅石矿床成因类型表

表 1-12-80

矿床类型	矿床特征	矿石特征	矿床实例
沉积矿床	石岩矿床 海相或陆相沉积, 多属海相沉积。矿体产于砂页岩沉积岩系中, 常与煤系有关, 多呈层状、透镜状, 大小不一, 厚度变化较大, 自一、二米至数十米不等, 走向长度可达数千米	矿物成分单一, 80%以上的砂粒为石英, 含少量长石、粘土矿物、岩屑。胶结物为玉髓或蛋白石。粒状结构, 块状构造, 质量好	泥池、苏州清明山、湘潭雷子坪、凯里万福、浮江板石沟等石英砂岩矿
	石英砂矿床 各种破碎的含石英岩石, 经河湖、海水长期冲刷、搬运或由风、冰川搬运堆积而成。矿体出露地表或埋藏物很薄, 产状接近水平。海相沉积矿床呈层状, 厚数米至十余米, 含透镜状夹层。湖相沉积矿床呈层状, 厚数米, 含分布较规则的夹层。河流相沉积矿床呈不规则层状、透镜状, 一般厚数米, 含透镜体夹层	石英砂粒松散堆积, 海相矿床含石英量达90~99%以上, 含少量长石、粘土矿物、岩屑。湖相矿床含石英砂粒80%以上, 含较多的长石、岩屑。河流相矿床含石英砂粒80~95%, 含较多的长石、粘土矿物、岩屑	湖口柘林、水修松峰(湖相)宿迁白马河、古科尔沁左翼后旗甘旗卡(河流相)以及广西、广东、福建、山东沿海的石英砂矿床
沉积变质矿床	石英砂岩经受热变质和区域变质作用重结晶而形成的矿床, 呈层状, 规模较大, 走向长1~2km, 厚十几至数百米, 不含或少含夹层、断层、节理发育	成分均一, 几乎全为结晶质石英颗粒(95~99%以上), 一般呈细~粗粒状均粒变晶结构, 块状构造。矿石致密、质量好	辽阳石门、本溪小平顶山、都拉哈拉、凤阳老青山、海城九寨等矿

续表

矿床类型	矿床特征	矿石特征	矿床实例
脉石英矿床	主要产于花岗岩类岩石和片麻岩中, 为热液充填产物。矿体为脉状、不规则状, 大小不一, 长几米至几百米, 厚几厘米至几十米, 产状受裂隙控制, 倾向陡缓不定。有时矿体内的晶洞中有极纯的水晶	石英含量可达99%以上, 呈细—粗粒花岗状结构, 致密块状构造。 SiO_2 含量高	邹县魏家寨、哈密尾垣白山、新春灵泉山、东海、德县永郎等矿
热液脉石英矿床	为被硅质交代生成的硅质岩石, 按被交代的原岩成分不同, 分为: (1) 条带状结核状硅质角岩(硅石岩)。矿床呈不规则状、透镜状或结核状产出, 硅石条带或结核常产于碳酸盐岩发育地区。一般规模不大, 但当石灰岩硅化作用具有区域性时, 可形成巨大矿床。矿床一般长达数百米, 厚几米到百米。 (2) 块状硅质角岩(次生石英岩)。为中性浅成岩受交代硅化的产物, 矿床成因复杂, 工业价值不大	条带状结核, 硅质角岩的矿物成分简单, 隐晶质结构, 块状构造。块状硅质角岩的矿物成分复杂, 质纯者甚少	五台张麻峪、峨边金口河等矿
风化矿床	原岩经长期风化淋滤而成的风化壳矿床, 主要有两种类型: 由硅质岩风化的高硅土矿床和硅质岩风化的高硅土矿床。多呈层状, 断续延长可达几百米至千米以上, 厚几米至数十米, 产状平缓	矿石含 SiO_2 98%以上, Fe_2O_3 、 Al_2O_3 多在0.5%以下。块状高硅土结构致密, 石英颗粒粗细不一, 但以细粒为主。粉状高硅土千者似面粉状, 质地松软, 粒径一般0.02mm左右, 比较均匀	栗山类, 宜春麦田等矿

现行《玻璃硅质原料矿床地质勘探规范》将矿床划分为三个勘探类型, 见表1-12-81。

硅石矿床勘探类型表

表1-12-81

勘探类型	矿床特征	矿床实例
I	矿体形态简单, 矿石质量稳定, 地质构造简单	本溪小平顶山、辽阳石门、都拉哈拉等石英岩矿, 东山栉龙石英砂岩矿, 新春灵泉山脉石英矿, 潮口柘坑石英砂矿
II	矿体形态简单, 矿石质量较稳定, 矿体内不连续夹层较多, 或地质构造较复杂, 或火成岩较发育的大、中型矿床	汉中老鹳岩、岷县虎狼山石英砂岩矿
III	矿体形态复杂, 矿石质量不稳定的矿床	南宁茅桥含粘土砂矿、宿迁白垩砂矿

12.2.4.2 硅石矿床勘探工程间距

表1-12-80所列硅石矿床各勘探类型相应的勘探工程间距, 见表1-12-82。

对于延展不大的矿床, 勘探线不宜少于2~4条, 勘探工程间距一般较表1-12-82要密。

硅石矿床勘探工程间距

表 1-12-82

勘探类型	勘探工程间距(m)				矿床实例
	B级		C级		
	沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜	
I	100~150	100~150	200~300	200~300	同表1-12-81
II	岩类70~100	75~100	岩类150~200	150~200	
	砂类50~75	50~75	砂类100~150	100~150	
III	—	—	50~75	50~75	

12.2.4.3 硅石矿床各级储量比例要求

硅石矿床勘探时应探明各级储量比例, 见表1-12-83。

硅石矿床各级储量比例表

表 1-12-83

矿 山 规 模	B级(%)	C级(%)
大 型	25~30	75~70
中 型	20~25	80~75
小 型	—	100

12.2.5 硅 灰 石

12.2.5.1 硅灰石矿床类型

根据有关资料, 硅灰石矿床的成因类型划分为下列三类:

1. 硅灰石砂卡岩

该类矿床通常生成在酸性侵入体的接触带上, 最有利的是花岗岩、花岗闪长岩、正长—闪长岩和石英斑岩类岩石。砂卡岩由各种不同年代的含碳酸盐岩石砂卡岩化而成。矿体形态是多种多样的, 厚度变化也很大, 从几厘米到40~50m, 少数达70~80m。产于接触带中的矿体为硅灰石角岩, 硅灰石含量达40~50%。硅灰石呈板状或柱状晶体散布在整个角岩体中或聚集成巢状。产于侵入体以外(200~400m, 少数1~2km)围岩中的矿体, 为石榴子石—硅灰石砂卡岩、辉石—硅灰石砂卡岩, 硅灰石含量从30%到90~95%。

2. 与古老变质杂岩有关的硅灰石矿床

这类矿床有一定的层位, 规模较大, 成分稳定。含硅灰石的岩石, 一般矿物组成简单, 其中含硅灰石15~80%, 方解石15~80%, 透灰石2~15%, 石英1~10%, 长石少量。

3. 产于超基性碱性岩中的硅灰石矿床

这是由于超基性碱性岩体受热液交代的结果, 在个别区段形成脉状、透镜状和巢状的碳酸盐岩石, 以及与此相关的硅灰石。硅灰石化现象分为三种类型: 在接触带岩石中的硅灰石; 碳酸盐化过程生成的硅灰石; 在热液蚀变的黄长岩中的硅灰石。

12.2.5.2 硅灰石矿床勘探工程间距

硅灰石矿床的勘探资料较少, 仅列举几个矿床所采用的勘探工程间距供参考。

大顶山硅灰石矿: C级50~100×50m, D级100×100m。

长岁子硅灰石矿: C级100×50m, D级100×100m。

细鳞河硅灰石矿: C级100×50~100m, D级100×100m。

12.2.6 硅藻土矿

12.2.6.1 硅藻土矿床类型

根据硅藻土的形成条件不同, 矿床分为表1-12-84两种成因类型。

硅藻土矿床成因类型表

表 1-12-84

矿床类型	成矿地质特征	矿体形态	矿石结构构造	伴生矿产	矿床价值	矿床实例
海相生物沉积矿床	成矿于第三纪至中新世, 赋存于大而浅的海岸或靠近火山灰产地的海相地层中。与泥灰岩、白垩、砂和粘土呈互层。厚度大、成份较纯	层状	显微鳞片生物结构 书页状和块状构造	玄武岩粘土	大型至特大型	美国加利福尼亚州 Lompoc
湖(沼)相生物沉积矿床	第三纪至现代, 赋存于大而浅的沉积水盆地或湖沼靠近火山灰产地的湖相地层中, 常和砂粘土等呈互层。有时见火山灰互层, 厚度较小, 成份较复杂, 但较海相分布广	层状 似层状 透镜状	显微鳞片生物结构 泥状结构 块状构造 书页状构造	玄武岩粘土 褐煤	中小型至特大型	临朐、先锋、 长白、辉县等硅藻土矿

12.2.6.2 硅藻土矿勘探工程间距

目前硅藻土矿床未划分勘探类型, 也未制订一般的勘探工程间距。列出有关矿床实际采用的勘探工程间距供参考。

马鞍山矿区: B级100×100m, C级200×100m。

福泉山矿区: B级200~300×200~300m, C级400~600×400~600m。

解家河矿区: C级160~230×160~230m。

先锋矿区: C级250×250m。

海龙矿区: C级400×50~80m。

12.2.7 萤石矿

12.2.7.1 萤石矿床类型

1. 萤石矿床成因类型

现行《萤石矿地质勘探规范》将矿床划分为萤石矿床和伴生萤石矿床两大类。

1) 萤石矿床

该类矿床是指产于各类岩石中, 以产出和利用萤石为主的矿床。根据矿床的产出条

件、形成方式以及矿体形态等,分为表1-12-85的类型。

萤石矿床分类表

表 1-12-85

矿床类型	矿床特征	主要矿物组合	矿床价值	矿床实例
碳酸盐岩中的充填型脉状萤石矿床	常呈陡倾斜脉状产于沉积碎屑岩、变质岩、侵入岩构造中,矿体与围岩界线清楚。矿体形态取决于断层性质,从简单规则的单脉到各种不规则的复脉状和透镜状,并常成群成带出现	矿石矿物组合简单,以萤石、石英为主,常组成萤石型、石英-萤石型矿石,属易选矿石	冶金萤石块矿的主要来源,生产萤石精矿粉的重要类型	武汉杨家、衡南、红安、陈楼、高台等萤石矿
碳酸盐岩中的充填交代型脉状、透镜状萤石矿床	产于碳酸盐岩层的断裂构造带中,形态复杂多样,常呈脉状、透镜状和囊状,甚至形成复杂的矿巢	矿石矿物组合较复杂,有萤石、方解石、重晶石、常组成石英-萤石型、重晶石-萤石型、方解石-重晶石-萤石型矿石,一般属难选矿石	部分矿石经手选能获得高品位块矿。以中、小型为主,亦有大型	雅安、老厂、二河水等萤石矿
碳酸盐岩中的沉积改造型层状、似层状萤石矿床	产于特定层位的碳酸盐岩层中,严格受层位或层间构造控制,呈层状、似层状或透镜体	矿石矿物组合简单,以萤石型、石英-萤石型矿石为主	是很有远景的矿床类型。大型	苏莫查干敖包萤石矿

2) 伴生萤石矿床

是指萤石矿物以伴生组分产于铁、钨、锡、钼、铋等多金属及铅、锌等硫化物矿床中的伴生萤石矿床。根据矿物组合特征,划分为下列三种类型:

(1) 铅锌硫化物伴生萤石矿床

这类矿床萤石与铅、锌矿伴生,三者经济价值接近。如桃林铅锌矿伴生萤石矿床, CaF_2 含量12~15%, 储量规模达到中型,是我国目前回收利用程度最好、经济效益最佳的矿区之一。

(2) 钨锡多金属伴生萤石矿床

以柿竹园多金属矿床为例,主矿种为W、Mo、Bi,伴生萤石和Cu、S、Be可综合利用。萤石与W、Mo、Bi矿化关系密切,常与白钨矿、辉钼矿、辉铋矿共生。 CaF_2 含量10~17%, 储量规模属大型。当前选矿回收率较低,萤石粉精矿仅能达到化工用低级品标准。

(3) 铌、稀土、铁矿伴生萤石矿床

主矿种为铁、铌及稀土,萤石主要共生富铁矿石、中贫铁矿石和钠灰石铁矿石中, CaF_2 含量7~14%, 储量规模属特大型,如白云鄂博铁矿。

2. 萤石矿床勘探类型

现行《萤石矿床地质勘探规范》划分的矿床勘探类型,详见表1-12-86。

12.2.7.2 萤石矿床勘探工程间距

表1-12-86所列萤石矿床勘探类型相应的勘探工程间距,见表1-12-87。

12.2.7.3 萤石矿床各级储量比例要求

萤石矿床勘探时要求探明的各级储量比例,详见表1-12-88。

萤石矿床勘探类型表

表 1-12-86

勘探类型	矿床特征	矿床实例
I	受地层控制的层状矿床, 有的规模很大, 产状稳定, 形态亦较规则, 但限于目前勘探程度和资料不足尚难定论	
II	矿体规模大(长度大于800m, 延伸300~500m)到中(长度300~800m, 延伸100~400m)型, 形态比较简单, 为连续或微间断单脉状矿体, 或比较规则的复脉状矿体。厚度稳定, 工业矿体在较长距离内连续, 厚度膨胀变化有规律, 并在可采厚度以上波动, 无构造破坏。矿物成分简单, 品位变化不大	衡南、杨家、陈接等萤石矿
III	矿体规模中(长度300~800m, 延伸100~400m)到大型(同II类), 形态较复杂, 为复脉状、透镜状、鞍状矿体。厚度较稳定, 工业矿体在较长距离内基本连续, 局部出现夹蚀段或无矿段。构造破坏较轻微, 矿物成分较复杂, 矿体中有夹石	派里、根子山、三宝屯等萤石矿
IV	矿体规模小(长度小于300m, 延伸数十米~300m)到中型(同III类), 形态复杂, 为串珠单脉状、凸镜状、囊状矿体。厚度不稳定, 变化急剧或可采段与非可采段交替出现。构造破坏较轻微。矿物成分复杂, 有害成分含量较高, 矿体中夹石较多	毫石5、6号矿体, 二水河1号矿体等萤石矿体

萤石矿床勘探工程间距表

表 1-12-87

勘探类型	勘探工程间距(m)				矿床实例
	B级		C级		
	沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜	
I					同表1—12—86
II	50~75	40~50	100~150	80~100	
III	40~50	40~50	矿体延长短50~80	延深大80~100	
			矿体延长大80~100	延深短50~80	
IV	—	—	40~50	40~50	

萤石矿床各级储量比例要求表

表 1-12-88

矿床类型	矿石储量 (10 ⁴ t)	各级储量比例(%)	
		B(B+C)	B+C/B+C+D
大	>200	15~20	70
中	200~50	10~15	60
小	<50	C/C+D >50%	

注: 伴生萤石矿床储量以CaF₂的含量为计量单位。

12.2.8 耐火粘土矿

12.2.8.1 耐火粘土矿床类型

1. 耐火粘土矿床成因类型

现行《耐火粘土地质勘探规范》划分的矿床成因类型, 列于表1-12-89中。

2. 耐火粘土矿床勘探类型

现行《耐火粘土地质勘探规范》划分的矿床勘探类型，列于表1-12-90。

耐火粘土矿床成因类型表

表1-12-89

矿床类型		成矿地质特征	矿体形态规模	矿石组分特征	矿床实例
1	2	3	4	5	6
沉积矿床	在较老层整合上附粘土矿床	大多数矿床产于石炭系底部，也有位于二迭系底部的；其下伏岩层为奥陶系，在南方还有寒武系或志留-泥盆系。 沉积环境一般认为是泻湖或海盆地	产状一般比较平缓，也有倾斜较陡的，有时随底板地形起伏，有的形成漏斗状矿体。矿床规模一般较大，含矿层分布面积常为几平方公里至几十平方公里，甚至几百平方公里（阳泉地区）；上部常为软质或半软质粘土，下部常为硬质和高铝粘土。含矿层的底部常见扁豆状、层状的褐铁矿、黄铁矿、赤铁矿、菱铁矿等，中部和下部常夹有杂色粘土、粘土质页岩、粘土质砂岩等薄层。工业矿层沿走向长达1000~3500m，沿倾斜延伸常超过300~500m。厚度常为几米至十几米，变化较大	矿物成分以水铝石和高岭石为主，两者含量常互为消长，其次有少量石英等杂质。 矿石的 Al_2O_3 含量一般大于30%，高的可达50~75% SiO_2 30~40%， Fe_2O_3 0.5~3.5%或更多。矿石的质量变化较大	太湖石、赵各庄、焦作、方家山、马家桥等粘土矿
	夹于砂岩、页岩、灰岩、灰岩凝灰岩碎屑岩中附粘土矿床	主要产于石炭系、二迭系、侏罗系、第三系和第四系。沉积环境一般认为是泻湖或海盆，少数为陆相沉积	产状一般较平缓，也有较陡的。矿床规模大、中、小均有，有的矿层沿走向和倾斜的延伸由几十米至几千米，厚度有一米左右的，也有几米至几十米的。矿层顶底板常为砂岩或砂页岩，有时为凝灰岩或凝灰质页岩。矿层也常与砂页岩等呈互层出现。由于沉积环境和物质成分不同，可形成软质粘土或形成硬质粘土	矿物成分常以高岭石类矿物为主，含少量石英。矿石的 Al_2O_3 含量30%以上，少数可达50%； SiO_2 43~66%， Fe_2O_3 0.5~2.5%	大青山、水曲柳、古楼庄、拐子、小口山、东山、陶关、二滩、沙湾等粘土矿
	含煤系的高岭土矿床或附粘土矿床	主要赋存在石炭系和二迭系含煤岩系中，与煤层紧密共生，条件较好的构成单独矿床	规模以中、小型为主，矿层厚1~4m，以硬质粘土为主	矿物成分以高岭石为主，有的伴生有一定数量的勃姆石。矿石的 Al_2O_3 含量30~40%， Al_2O_3 37~54%， Fe_2O_3 0.7~2%， TiO_2 0.5~1.32%，烧失量12~20%	大同、准格尔旗铜川、复州湾等粘土矿
风化残积矿床		本类矿床有的是花岗岩沿构造带风化的，有的是伟晶岩脉风化的。常见有硅化和叶腊石化等蚀变现象，因此认为这类矿床是热液蚀变生成的	规模中、小型，宽5~20m，延长可达数百米。多为硬质粘土	矿物成分为高岭石、伊利石-蒙脱石。矿石的 Al_2O_3 含量一般为20~30%， SiO_2 50~60%， Fe_2O_3 1~1.5%。选矿后 Al_2O_3 37%左右， SiO_2 47%， Fe_2O_3 0.7%	高岭村、王府山、梅县松口镇等粘土矿

12.2.8.2 粘土矿床勘探工程间距

与表 1-12-24 所划分勘探类型相应的勘探工程间距, 见表 1-12-91。

12.2.8.3 粘土矿床各级储量比例要求

根据现行勘探规范的规定, 勘探阶段各级储量的比例, 见表 1-12-92。

耐火粘土矿床勘探类型表

表 1-12-90

勘探类型	矿床地质特征	矿床实例
I	矿体延展大, 延长 1500m 以上, 延深(或宽) 500m 以上; 连续性好, 呈层状、似层状, 形态规整, 矿体内部无夹层或很少夹层, 不存在无矿天窗和因厚度、质量变化形成的不可采地段; 厚度稳定, 均在可采厚度以上, 变化有一定规律; 构造简单, 呈简单的单斜构造, 无断层或有少数小断层, 对矿体影响不大。 矿石工业类型及品级有一定变化规律	鼓楼庄、半壁店、小口山等粘土矿
II	矿体延展中至大, 延长 500m 以上, 延深(或宽) 300m 以上; 连续性好, 呈层状、似层状, 形态较规整, 矿体内部有少数夹层, 局部有无矿天窗, 或有因厚度、质量变化形成的不可采地段, 或有少数火成岩切割矿体; 厚度较稳定, 均在可采厚度以上, 但变化较大; 局部出现大于矿体平均厚度 3~5 倍的大厚度矿层; 构造简单至中等, 有较小的波状褶皱或有少数较大断层, 对矿体有一定的影响和破坏作用。 矿石工业类型和品级有一定变化规律或变化较大	太湖石、赵各庄、水曲柳、二滩、沙湾、西山等粘土矿
III	矿体延展中至小, 延展小是指由小矿体组成的矿体群或主矿体长度小于 500m, 延深(或宽) 小于 300m; 矿化连续性差, 矿体呈似层状、扁豆状、形态不规整, 内部有较多夹层和无矿天窗, 不可采地段较多, 或火成岩发育好矿体分割成大小不等的矿块; 厚度较稳定至不稳定。 矿石工业类型及品级变化较大	南关、马家桥、方家山、老煤山等粘土矿
IV	矿体延展小、连续性差、厚度不稳定、构造复杂。 矿石工业类型及品级变化复杂	中哨坝、陶关、白鱼口、房子等粘土矿

耐火粘土矿床勘探工程间距表

表 1-12-91

勘探类型	勘探工程间距(m)				矿床实例
	B级		C级		
	沿走向	延倾斜	沿走向	延倾斜	
I	100~150	100~150	200~300	200~300	同表1-12-90
II	50~100	50~100	100~200	100~200	
III	25~50	25~50	50~100	50~100	
IV			25~50	25~50	

耐火粘土矿床各级储量比例要求表

表 1-12-92

矿床类型	储量比例(%)	备注
大、中型(储量 ≥ 200 万 t)	B级占 B+C 量 15~30	复杂矿床其比例可适当减少
小型(储量 < 200 万 t)	C级占 C+D 量 ≥ 60	

12.2.8.4 评价粘土矿床勘探程度应注意的问题

在评价粘土矿矿石质量时,一般需进行矿石的制砖试验,以了解和掌握其窑业性质。根据现行勘探规范的要求,地质勘探应进行试验室规模的试验。

12.2.9 蓝晶石、红柱石、硅线石矿

12.2.9.1 蓝晶石、红柱石、硅线石矿床类型

1. 蓝晶石、红柱石、硅线石矿床成因类型

蓝晶石为区域变质作用产物,是结晶片岩中典型的变质矿物;红柱石为低压高温变质带的变质产物;硅线石为典型的变质矿物。因此,蓝晶石、硅线石多产于区域变质为主的动力变质带内,红柱石多产于接触—热力变质带内,并赋存在富铝的泥质岩、粘土岩、粘土质砂岩及中酸性凝灰岩等岩石变质而成的角岩、片岩、片麻岩及变粒岩中。

1) 蓝晶石、红柱石、硅线石矿床类型

从目前掌握的国内已发现的矿区和矿点的资料分析,我国蓝晶石族矿产的分布位置,主要在几个纬向和经向的大构造带内的变质岩分布带中,根据矿体成矿的岩性条件大致可分为如下几种类型:

(1) 绢云(或白云等)石英片岩及石英岩中的蓝晶石、硅线石矿床。属于这一类型的矿区或矿点有沐阳蓝晶石矿及岳西回龙山硅线石矿。

(2) 云母绿泥石片岩、滑石片岩及硬绿泥石片岩中的蓝晶石、硅线石矿床。如繁峙岗里、安头、开平四九等矿。

(3) 石榴长英黑云母片岩、十字石榴黑云片岩、二云片岩中的蓝晶石硅线石矿床。如阿勒泰蓝晶石矿、鸡西三道沟硅线石矿。

(4) 石榴(或石墨)黑云斜长片麻岩或变粒岩中的蓝晶石、硅线石矿床。此种类型的矿化分布最广泛,河北、甘肃、内蒙、山西、陕西等省发现的矿点多属这一类型。

(5) 变质岩系中的石英脉或伟晶岩脉蓝晶石矿床。如点布斯庙、达尔哈特蓝晶石矿点等属于这一类型。

(6) 石英钾长(二长)变粒岩中的硅线石矿床。此种类型目前发现的仅有平山罗圈硅线石矿点。

(7) 富铝的泥质或砂质岩石与中酸性侵入体接触而变质的角岩、板岩、片岩中的红柱石矿床。目前发现的红柱石矿点多属这一类型。如北京西部山区的红柱石矿,丹东老虎砬子红柱石矿等。

(8) 中酸性富铝火山喷发岩蚀变带内的次生石英岩红柱石矿、刚玉—红柱石矿床。如瑞安西岙山红柱石矿、泉州大磨山刚玉—红柱石矿等。

2) 国外蓝晶石、红柱石、硅线石矿床类型

目前世界上查明工业意义较大的蓝晶石矿床的主要类型有如下三种:

(1) 热液蚀变次生石英岩中的红柱石—刚玉矿床。如苏联谢米兹——布古矿床。

(2) 接触变质泥岩中的红柱石矿床。如南非德兰士瓦省的格罗特、马里科——齐勒斯特等矿区的红柱石矿床。

(3) 区域变质石英岩、片岩和片麻岩中的蓝晶石、硅线石矿床。例如美国阿巴拉契亚山系山麓地带的蓝晶石石英岩矿床,正在开采的矿区有佐治亚州的格雷夫斯山、弗吉尼亚州的威利斯山和东岭。另外,印度、苏联、南非^①等的蓝晶石、硅线石矿床均属此类型。

2. 蓝晶石、硅线石、红柱石矿床勘探类型

我国蓝晶石、红柱石、硅线石矿床的地质工作基本上处于地质找矿及普查阶段,仅有为数极少的几个矿点完成了普查及详查工作。目前尚未划分矿床的勘探类型。

12.2.9.2 蓝晶石、红柱石、硅线石矿床勘探工程间距

从已掌握的几个矿点的地质勘探资料分析,矿体规模一般均不大,矿石品位及结构构造等地质特征变化较大,勘探工程间距不宜过大。如卫鲁蓝晶石矿和三道沟硅线石矿采用的勘探工程间距为:B级 $80 \sim 100 \times 50 \sim 60\text{m}$,C级 $100 \sim 200 \times 100 \sim 200\text{m}$ 。

12.2.9.3 评价蓝晶石、红柱石和硅线石矿床勘探程度应注意的问题

(1) 由于蓝晶石和硅线石的成矿主要受构造形迹的控制,所以在地质勘探过程中首先应查清区域及矿区构造形迹的性质,发展规律,空间分布特征及矿化关系等,以便正确地圈定矿体。

(2) 蓝晶石、红柱石和硅线石矿石的矿物组合,结构构造、嵌布特征及嵌布粒度等对矿石的选矿工艺影响较大,在地质工作的初期就应该在矿体的三度空间系统地采样进行研究,以便提供矿石加工技术、采样、设计所需要的基础资料。

(3) 蓝晶石、红柱石和硅线石矿物经受氧化或蚀变后,往往会失去工业利用价值,据此,在勘探过程中应注意查明矿石的氧化或蚀变程度,如存在氧化或蚀变带时,要对其位置进行圈定并计算其数量。

(4) 矿石及精矿的加工技术试验资料,是评价矿床开发利用价值及确定矿石储量计算工业指标的重要依据。在地质工作进行初期,就必须注意并且随着工作阶段的提高,循序渐进地完成相应阶段的加工技术试验研究工作。

12.2.10 叶蜡石

12.2.10.1 叶蜡石矿床类型

叶蜡石矿床大都是由热液蚀变形成的,矿床的形成与基性—酸性侵入体岩浆活动及造山运动有密切关系。矿床常分布在地表浅处岩浆岩附近沉积岩中,或侵入体内部,多见有以下两种矿床类型。

1. 中、低温热液蚀变交代矿床

为由酸性火山岩及凝灰岩经热液变质作用形成的喷气热液蚀变型矿床。如青田、梁岙、寿山等叶蜡石矿。

2. 区域变质矿床

为区域和埋藏变质型富含铝质岩石(如富含胶岭石等矿物的粘土质岩石或粉砂泥岩),经高温、高压变质作用形成的叶蜡石矿床。这种矿床与石英粉砂泥岩、粘土矿及富铝结晶片岩有密切关系。如北京门头沟杨坡元—赵家台、丹徒十里长山叶蜡石矿。

^①在白人种族主义者统治下,以下同。

12.2.10.2 叶蜡石矿床勘探工程间距

目前尚无系统的叶蜡石矿床勘探类型及其勘探工程间距资料,下面列出几个矿床实际采用的勘探工程间距供参考。

- (1)峨嵋叶蜡石矿:地表探槽间距25m,钻孔间距 $50 \times 30 \sim 85$ m。
 (2)青田叶蜡石矿:地表探槽间距100m。
 (3)梁岙叶蜡石矿:地表探槽间距50m,钻孔间距 $100 \sim 150 \times 75 \sim 150$ m。

12.2.11 蛭石矿

12.2.11.1 蛭石矿床类型

据有关资料,对我国已发现的100多处矿床、矿点进行分类,认为蛭石矿床的成因既非单纯热液蚀变作用,也非单纯的风化作用,而是二种因素对黑云母、金云母共同作用的结果。前者主要使超镁铁地层或超基性岩中有关矿物变为黑云母(或金云母),其在热液作用的后期,尤其是风化阶段,使黑云母、金云母矿物中部分碱性成分被带走,并使其水化,从量变到质变,最后变成蛭石。其划分的矿床成因类型见表1-12-93。

蛭石矿床成因类型表

表 1-12-93

矿床类型		矿床特征	矿床实例
1		2	3
碱性—超基性岩型矿床	与碱性岩有关的矿床	矿体全部产于霞石岩、钛铁霞辉岩及霞霓钛辉岩内,呈巢状、脉状和星散状,规模小,矿巢一般宽仅10cm,长30~60cm,延深不超过3m,单个矿体储量多在100kg之内,矿巢中蛭石含量可达30~80%	朱家坡、盘家坡等蛭石矿
	与超基性岩有关的矿床	蛭石呈离子状、脉状产于纯橄辉岩、辉橄岩中,或超基性岩与后期侵入岩的接触带上,矿体一般不大,长8~12m,厚0.7~1.8m,延伸5~8m	红石山蛭石矿
	与偏基性超基性岩有关的矿床	矿体产于角闪辉石岩、黑云母辉石岩、黑云母透辉岩和辉长岩体内,一般规模较大。如固阳文圪气蛭石矿,产于透辉岩内,分为南北延长的三个岩带,以中矿带的I、II号矿体规模较大,长480~900m,宽30~60m,垂深30m。东西两矿带共有9个矿体,呈不规则状、窝子状、囊状。矿石类型有条带状、浸染状、均匀散布状、鳞片状、碎片状等	文圪气蛭石矿
砂卡岩型矿床		矿体产于侵入体与围岩的接触变质带附近,为金云母砂卡岩中金云母水解变为蛭石。如固阳上岔沁蛭石矿,除辉石岩中风化壳型蛭石矿外,岩体与大理岩的接触带上有呈透镜状的金云母砂卡岩带(金云母已变成蛭石),矿体长360m,宽90m	上岔沁、小孤山等蛭石矿
伟晶岩型矿床		本类矿床与一般伟晶岩相同,只是黑云母变成蛭石,呈离子状产于伟晶岩中。伟晶岩产于老地层中,长10~100m,宽1~10m	十大顶、河北村、小奴气等蛭石矿
透辉石—碳酸盐岩脉型矿床		矿床为磷、稀土和金云母矿床,当金云母被水化后即成为蛭石矿床。如乌拉特前旗稍林沟,共发现158条透辉石脉,产于乌拉山群透辉钾长变粒岩和黑云斜长角闪变粒岩中,矿脉较小,一般长度<20m,露天宽几厘米至一米多	稍林沟蛭石矿

续表

矿床类型	矿床特征	矿床实例
1	2	3
热液型矿床	本类矿床的共同特点,围岩必须是角闪黑云片麻岩或含辉石、角闪石和黑云母较多的侵入体,受花岗岩体或伟晶岩脉等侵入的影响而形成。如宁城县马家沟某蛭石矿带长600m,宽200m	于家沟、大湖峪、朱家沟等蛭石矿

12.2.11.2 蛭石矿床勘探类型及勘探要求

目前我国尚未制定蛭石矿地质勘探规范,也未收集到总结蛭石矿地质勘探类型及勘探工程间距等方面资料。

12.2.12 膨润土矿

12.2.12.1 膨润土矿床类型

据有关资料介绍,按膨润土生成环境和方式,将矿床划分为三大成因类型,见表1-12-94。

膨润土矿床成因类型表

表 1-12-94

矿床类型	成矿地质特征	矿体形态规模	矿床实例
1	2	3	4
火山——沉积矿床	由火山物质在水盆地生成,其成矿过程可视为火山玻璃物质在水中进行的酸碱反应、脱水和重结晶过程。沉积在海(陆)盆地底部泥砂之上的火山玻璃物质,当其顶部沉积了细碎屑盖层(弱透水或不透水)之后,即开始元素的交换作用,并保持碱性环境,逐步完成蒙脱石化。母岩主要为偏碱性、中酸性火山灰、凝灰岩	矿体呈层状、层位稳定,规模巨大,质量好,是钠基膨润土矿床的主要类型	柯尔碱钠基膨润土矿床
热液蚀变矿床	中酸性火山岩受火山后期热液蚀变形成的脉状矿床。矿脉受断裂控制,区域性大断层控制矿带分布,而次一级断裂则控制矿体的分布。有的矿脉产于火山岩和侵入岩体的接触带中	矿体成脉状,其工业意义仅次于海相沉积层状矿床。矿石中含有重晶石、沸石等矿物	意大利庞廷岛、苏联萨里列、日本东浦原群、西班牙阿尔海里亚地区等膨润土矿
风化壳矿床	由中酸性火山岩或它们的沉积岩经地表物理风化剥蚀,通过水流搬运至水盆地沉积,火山碎屑物质在水盆地经碱性反应而成矿。矿石中粘附物质和粗粒未蚀变的火山碎屑物质含量较多,成分复杂,有钙基膨润土,也有钠基膨润土	呈层状、似层状、透镜状、具有沉积特征	平山、九台等膨润土矿
再沉积矿床	是风化壳中的火成岩、沉积岩、变质岩遭受化学风化而形成的残留原地的膨润土矿床。矿体保留有原岩的部分结构构造特征,富集程度与母岩破碎程度及埋藏关系密切	层状、似层状,矿化最大延深与氧化带底界一致	宣化、黑山等膨润土矿
	本类矿床的特点是粘土中的蒙脱石经风化较深,大多数为蛭型或钙型土,至今未有钠基膨润土	矿体形态受其底部地形控制,多为透镜状,似层状	云浮漂白土矿

12.2.12.2 膨润土矿床勘探类型及勘探要求

目前尚未制定膨润土矿床的勘探规范,现列举几个矿床实际采用的勘探工程间距,供参考。

九合钠基膨润土矿: B级 $200 \times 100\text{m}$, C级 $200 \times 200\text{m}$ 。

长春大顶山沸石、膨润土矿: B级 $50 \times 50\text{m}$, C级 $100 \times 100\text{m}$ 。

平山钠基膨润土矿: B级 $200 \times 100 \sim 200\text{m}$, C级 $200 \times 200\text{m}$ 。

12.2.13 沸石矿

12.2.13.1 沸石矿床成因类型

沸石从成因上分为内生沸石和外生沸石两类。内生沸石形成于晚期低温热液阶段,与方解石、石膏、石英等共生,常见于岩浆岩(特别是基性火成岩)的裂隙或杏仁体中,也见于热液岩脉和某些温泉沉积物中,此外也可以作为某些硅酸盐矿物(如长石、霞石)的交代物产出。内生沸石分布广,包括所有已知沸石矿物,并且矿物的晶形较大较好,但一般不形成大型单矿物矿床。

外生沸石即沉积沸石,大多数是由铝硅酸盐物质形成的硅质火山玻璃等火山碎屑,与间隙水反应,在碱性环境成岩作用下而形成,多见于由火山碎屑形成的沉积岩石中,在土壤中也发现。外生沸石大多形成大型的单矿物矿床,或几种沸石的复合矿床。

由于内生沸石一般不能形成单矿物矿石的大规模堆积,目前尚不具工业意义。所以沸石的工业矿床,主要是外生成因的。根据世界各地沸石矿床的产状特征、矿物成分和地质成因,将沸石矿床分成七个类型:

1. 盐碱湖沉积型

又称“封闭”系统沉积型。矿床形成条件:火山活动提供火山玻璃碎屑。这些火山物质落入“封闭”的盐碱湖中,与碱性($\text{pH} > 9$)湖水发生反应,于是形成沸石和其它硅酸盐矿物。矿床产状通常平缓,厚度从几厘米至几米,与碎屑粉砂岩和膨润土成互层,蒸发岩矿物存在的迹象很常见。在许多湖盆内,成岩矿物呈同心圆状分布,即从湖岸到湖心的分带为:

- (1) 新鲜的火山玻璃;
- (2) 初始沸石化带,基质为火山玻璃,含少量钙十字沸石和斜发沸石;
- (3) 由钙十字沸石、斜发沸石、毛沸石或菱沸石组成的完全沸石化带;
- (4) 以方沸石为主的完全沸石化带;
- (5) 不含沸石的钾长石中心部分。

这是由于在成岩过程中使凝灰岩达到水饱和的孔隙水发生化学分带的结果。

这类矿床形成的沸石主要有:交沸石、菱沸石、钙十字沸石、毛沸石、方沸石、丝光沸石。大孔径的沸石—毛沸石和菱沸石一般只在这类型产出。共生矿物除粘土矿物外,有钾长石、蛋白石、玉髓、水硅硼钠石、萤石和片钠铝石等。

盐碱湖沉积型沸石矿床是目前工业意义最大的矿床类型。我国通化市石棚沸石矿亦属盐碱湖相火山碎屑岩型方沸石矿床。

2. 淡水湖沉积或陆地火山物质蚀变型

又称“开放”系统沉积型。沸石的形成是由于降落到淡水湖中或陆地上的火山物质在“开放”系统中,与湖水或地下水发生反应的结果。该类矿床的矿层厚度变化很大,湖相沉积形成的矿床,其厚度为几厘米至几米,而陆地火山灰蚀变形成的矿床厚度可达几百米。

沸石矿床以斜发沸石和丝光沸石为主,几乎不存在毛沸石和菱沸石。矿床分布比较广泛,工业意义也较大。我国浙江下白垩统富含斜发沸石、丝光沸石的火山碎屑岩及酸性熔岩矿床也可能属于这个类型。另外九台银矿山沸石矿亦属淡水湖火山碎屑岩型斜发沸石矿床。

3. 海相沉积型

这类型矿床形成于滨海和深海环境,是火山物质降落,或由流水带入到紧靠火山源的海水中与含盐孔隙水反应形成,或由深海洋底的玄武凝灰岩橙玄玻璃化而形成。前者矿层厚度从几米到几百米,主要含斜发沸石和丝光沸石;后者的沸石主要产在从侏罗纪到现代的太平洋深水沉积物及岩石中。

沸石矿物主要有钙十字沸石和斜发沸石,共生矿物主要为自生蒙脱石。目前已知太平洋、大西洋远海沉积有这类矿床。

4. 热水型

这种类型包括温泉沉积及基性火成岩中的沸石矿床,有明显的垂直分带现象。矿床成因一般认为是由酸性火山碎屑受热水作用的结果。或由基性火成岩在岩浆结晶晚期阶段形成。矿床主要分布在近代地热活动区。

与这类矿床有关的沸石主要有丝光沸石、浊沸石、斜钙沸石、方沸石、斜发沸石、辉沸石、柱沸石等。

这类矿床分布较广,但沸石常与碳酸盐、二氧化硅和其它硅酸盐矿物混在一起,质量不纯,目前工业意义较小。

5. 埋藏变质型

这类矿床通常产于厚层的海相火山岩系,厚达3000~15000m左右,由火山玻璃蚀变,或以前存在的硅酸盐矿物被交代而形成。矿物组合随埋藏深度的变化、温度、压力的增高而有明显的垂直分带现象。

与这类矿床有关的沸石主要有:斜发沸石、方沸石、浊沸石、丝光沸石和斜钙沸石。这类矿床大多数由于矿石质量不纯而目前工业价值较小。

6. 非火山物质沉积型

前述各种沉积类型的沸石矿床均认为是火山物质转变而成的。但有一部分沉积沸石矿床,因矿床中未直接发现火山前身物质的证据,所以分出一类非火山物质沉积型。根据其形成环境,分为三个亚类:海相沉积亚型;陆相红层亚型;陆相含煤层亚型。

7. 风化型

这类矿床成矿母岩多为碱性岩,以形成方沸石为主。这类矿床规模一般较小,因此常被忽视。

12.2.13.2 沸石矿床勘探类型及勘探工程间距

我国目前尚未制定沸石矿地质勘探规范,勘探类型及其相应的勘探工程间距亦无统一规定。现列出如下矿床的勘探工程间距供参考。

1. 九台银矿山沸石矿

勘探类型: I~II 类型。

勘探工程间距: B级 $200 \times 100\text{m}$, C级 $200 \times 200\text{m}$, D级 $200 \times 400\text{m}$ 。

2. 长春大顶山沸石矿

勘探类型: I~II类型。

勘探工程间距: B级 $50 \times 50\text{m}$, C级 $100 \times 100\text{m}$, D级 $200 \times 200\text{m}$ 。

12.2.14 高岭土矿

12.2.14.1 高岭土矿床类型

1. 高岭土矿床成因类型

据现行《高岭土矿床地质勘探规范》, 将我国高岭土矿床划为风化矿床、热液蚀变矿床及沉积矿床三大类型。各类型特征详见表 1-12-95。

高岭土矿床成因类型表

表 1-12-95

矿床类型	成矿时代	成矿条件	矿床规模
风化矿床	第四纪	由细粒酸性脉岩、花岗岩——伟晶花岗岩、凝灰岩等原地风化而成。温湿、湿热气候; 丘陵、低山地形; 稳定的区域构造, 原岩中、小构造发育则利于成矿	一般为中、小型少数为大型, 个别为特大型。长数十米至二千米, 延深20-40m, 厚度15-35m
	第四纪	由含黄铁矿粘土质岩石风化淋滤而成, 原岩底板为较纯、较厚碳酸盐岩。矿体产于碳酸盐岩古岩溶蚀面上的洞穴中	小型。单个矿体直径几米至数十米, 厚度十厘米至7-8m, 沿剥蚀面断续分布, 有的矿带延长可达上百公里
热液蚀变矿床	中生代	由富含长石的岩石、粘土质岩石经中、低温热液蚀变而成。构造发育, 中低温酸性水介质则利于成矿。近代火山喷发期后温泉热水淋蚀作用亦可成矿	一般为小型, 个别大、特大型。走向长数百米, 延深数十米至百余米, 厚度数米至数十米
沉积矿床	石炭纪、二叠纪、侏罗纪、第三纪、第四纪	形成方式有原生沉积和次生沉积。原生沉积矿床产于含煤碎屑岩系中, 滨海相或湖沼相沉积。次生沉积为碎屑建造沉积, 多分布在有风化型高岭土来源的古河漫滩、古湖沼及古海湾地段	大、中、小型。走向长数百米至数千米, 宽数十米至100-200m, 厚度<10m
矿体形态	主要工业矿物	主要伴生矿物	矿床实例
似层状、透镜状、槽状。位于地表浅部, 向下过深到原岩	高岭石或埃洛石	石英、长石、云母、水云母、褐铁矿	高岭、星子、沙子岭、界牌、飞天燕、东沟、永春等高岭土矿
囊状、巢状、不规则状	埃洛石	有机质、三水铝石、明矾石、水铝英石、褐铁矿	叙水、庐江、习水等高岭土矿
似层状、透镜状、脉状、不规则状	高岭石、迪开石、珍珠陶石	石英、绢云母、黄铁矿、明矾石叶腊石、蒙脱石	阳东、略阳、上饶、青田、长白、那大、羊八井等高岭土矿
层状、似层状	高岭石	石英、云母、水云母、蒙脱石	大同、唐山、章邱、水曲柳、晋江、南安、清远等高岭土矿

2. 高岭土矿床勘探类型

根据《高岭土矿地质勘探规范》规定, 勘探类型的划分及其复杂程度衡量标准, 见表 1-12-96、表 1-12-97。

高岭土矿床勘探类型

表 1-12-96

矿床类型	矿床地质特征	矿床实例
I	主要矿体形态规则,呈层状、似层状、长槽状。矿石质量稳定或变化有规律,线或面夹石率 $<10\%$ 。构造简单,没有或有少数构造、岩脉,对矿体影响不大。延展面积 $>0.2\text{km}^2$ 的特大——大型矿床	
II	主要矿体形态规则——较规则,呈层状、似层状、长槽状、透镜状。矿石质量稳定或不稳定,线或面夹石率 $<10\sim 20\%$ 。构造简单(同I类型)至中等(有少数构造、岩脉,对矿体影响破坏不大;或矿体被少数较大构造分割成几个大自然块段,各块段易于区分,块段内构造较简单;或矿体岩脉较多,但分布有规律)。延展面积 $>0.03\text{km}^2$ 的特大——中型矿床,其中特大型和大型矿床不符合第一类条件者	界牌、砂子岭、观山、东沟、清远等高岭土矿
III	主要矿体形态规则——不规则,呈层状、似层状、长槽状、透镜状或囊果状、脉状。矿石质量较稳定或不够稳定,线或面夹石率 $<10\sim 20\%$ 。构造简单至中等(同II类),延展 $>0.03\text{km}^2$ 的小型矿床。或主要矿体形态不规则(呈囊果状小矿体群或含矿体),或内部结构构造复杂(矿石质量不稳定、变化无规律,线或面夹石率 $>20\%$,构造或岩脉多且复杂、矿体受严重破坏)的大中型矿床	阳西、白堊岭、沙墩头、干冲、黄茅园、温县、高山、大竹林、大贤寺等高岭土矿
IV	矿体形态极不规则,为囊果状小矿体群和含矿体。矿石质量不稳定,变化无规律,线或面夹石率 $>20\%$ 。构造或岩脉多且复杂,矿体受严重的破坏。延展 $>0.03\text{km}^2$ 的小型矿床	叙永、古雷、威远、大小柏园、习水等高岭土矿

高岭土矿床复杂程度衡量标准

表 1-12-97

项 目	衡 量 标 准
矿体规模	特大型 延展面积 $>0.5\text{km}^2$, 矿石储量 >2000 万t
	大型 延展面积 $>0.2\text{km}^2$, 矿石储量 $500\sim 2000$ 万t
	中型 延展面积 $>0.03\text{km}^2$, 矿石储量 $100\sim 500$ 万t
	小型 延展面积 $>0.03\text{km}^2$, 矿石储量 <100 万t
矿体形态	规则 呈层状、似层状、长槽状; 边界规则, 边界模数 >0.85 ; 剖面形态变化小, 剖面面积变化系数 <0.55
	较规则 呈层状、似层状、长槽状、透镜状; 边界较规则, 边界模数 $0.85\sim 0.55$; 剖面形态变化较有规律, 剖面面积变化系数 $0.55\sim 0.85$
	不规则 呈透镜状、囊果状、脉状, 少数呈似层状; 边界不规则, 边界模数 <0.55 ; 剖面形态变化大, 剖面面积变化系数 >0.85
	极不规则 形态变化极大的风化淋积型囊果状小矿体群, 不能计算边界模数、剖面面积变化系数或计算无意义
矿体内部结构	简单 矿石质量较稳定或变化有规律; 线或面夹石率 $<10\%$
	中等 矿石质量不够稳定; 线或面夹石率 $10\sim 20\%$
	复杂 矿石质量不稳定, 变化无规律; 线或面夹石率 $>20\%$
矿床构造	简单 无或有少数构造、岩脉, 对矿体无甚影响
	中等 有少数构造、岩脉, 对矿体影响破坏不大; 或矿体被少数较大构造分割成几个大自然块段, 各块段易于区分, 块段内构造较简单; 或矿体中岩脉较多但分布有规律
	复杂 构造或岩脉多且复杂, 矿体受严重的破坏

12.2.14.2 高岭土矿床业勘探工程间距及各级储量比例要求

I 类型: B级 $100 \times 100\text{m}$, C级 $200 \times 100 \sim 200\text{m}$; II 类型: B级 $50 \sim 100 \times 50\text{m}$, C级 $100 \times 100\text{m}$; III 类型: C级 $50 \sim 100 \times 50\text{m}$ 。

各级储量比例要求: 特大、大、中型矿床, 一整探明的 B + C 级应占 B + C + D 级储量的 70%。首期开采地段的 B 级, 应以满足矿山 3 ~ 5 年开采需要或 B 级占 B + C 级的 10 ~ 25%; 某些地质条件复杂的矿床, 用较密工程控制仍求不到 B 级时, C 级应不小于 60%; 某些地质条件简单, 为国家建设设计利用的小型矿床, 在需要和经济合理的情况下, 可求少量 B 级; 对复杂的小型矿床, 用较密工程求不到 C 级时, 可仅求 D 级, 供生产单位探采结合用。

12.2.14.3 我国一些高岭土矿床勘探工程间距实例

我国一些高岭土矿床地质勘探所采用的勘探工程间距, 列于表 1-12-98 供参考。

我国一些高岭土矿床勘探工程间距实例表

表 1-12-98

矿区名称	勘探类型	矿床地质特征	勘探工程间距(m)	
			B级	C级
1	2	3	4	5
苏州阳东高岭土矿 (1965年勘探)	I	矿体产于石灰岩岩溶洞中, 共有 5 个孤立的巢状矿体, 呈等轴状或长槽形, 长 $100 \sim 350\text{m}$ 宽 $100 \sim 200\text{m}$ 。矿体内含较多无规律分布的夹石	25×25	50×50
衡阳界牌高岭土矿 (1983年补勘)	I	矿体赋存于钠化混合岩带中, 大断裂边上, 呈层状似层状产出, 产状稳定。走向长 800m , 倾向延伸已控制 100m , 垂直厚度一般为 $10 \sim 20\text{m}$ 。顶板为石英岩, 底板为钠化混合岩	50×50	100×100
潮安飞天燕高岭土矿 (1979年勘探)	I	矿体由火山熔结凝灰岩风化而成, 呈似层状, 走向长度 1300m , 宽 350m , 厚度 $4 \sim 89\text{m}$	100×50	100×100
东海万宝山高岭土矿 (1981年勘探)	I		50×50	100×100
星子温泉高岭土矿 (1963年详查)	II	矿体由白云母花岗岩风化而成, 呈被覆状, 长 600m , 平均宽 160m , 矿化深度一般为 20m 余。	—	100×50
青田北山高岭土矿 (1981年详查)	III	为凝灰岩蚀变矿床, 呈似层状, 断裂构造发育, 被分割为三个矿段, 各矿段长度 $100 \sim 200\text{m}$, 斜深 200m , 厚度 $1 \sim 5\text{m}$	—	100×100
庐江石山高岭土矿 (1982年详查)	IV	矿体产于灰岩古岩溶蚀面上的洞穴中, 呈透镜状、巢状、似层状, 单个矿体直径 10m 余至 $30 \sim 50\text{m}$, 厚约 $3 \sim 4\text{m}$	—	$50 \times (50 - 60)$

12.2.15 磷矿

12.2.15.1 磷矿床类型

1. 磷矿床成因类型

根据《磷矿地质勘探规范》, 我国磷矿床成因类型见表 1-12-99 至表 1-12-

表 1-12-99

我国铁矿床成因类型表(沉积矿床)

[illegible]

注：沉积建造中有（ ）的岩性在部分矿区中缺失。

我国磷矿床成因类型表(岩浆矿床)

表 1-12-100

矿床类型		成矿母岩岩石类型及建造		矿体产 出形态	矿石建造(类型) 及构造	P ₂ O ₅ 含量 (%)	伴(共)生 元素或矿产	成矿 作用	矿床 规模	矿床举例
亚类	式	类型	建造							
正 岩 磷 灰 石 矿 床	中 式	基性 —超基 性岩类	透辉石岩 —黑云母次 透辉石岩— 角闪(黑云 母)辉石岩 —角闪岩— 蛭石化黑云 母透辉岩建 造	基性— 超基性岩 体中的似 层状或透 镜状磷矿 或铁磷矿 体	中细粒至伟晶 结构,块状、条 带状、星散状构 造,(含帆)磁 铁矿—磷灰石建 造磷灰石—磁铁 矿建造蛭石—磁 铁矿—磷灰石建 造	3~4	磁铁矿TFe ~13% 稀土元素: 铈、镧、钇、 铈石	岩浆 分凝— 结晶作 用	大、 中型	遼中、凤 县、横县、 文挖气、液 县等磷矿
			同 上	岩脉型 板状矿体	块状、条带状 构造,蛭石化黑 云母磷灰石岩	地表: 4~8 深部: 2~4 最高: 20	蛭石9%, 稀土元素0.3 ~0.5%	同上	小型	莱芜雪野 磷矿
	马 营 式	基性 —偏碱 性岩类	辉长岩— 苏长岩—斜 长岩建造	矿体呈 群产于苏 长岩—斜 长岩体内 呈不规则 囊状、透 镜状、树 枝状	块状、星散状、 条带状构造,含 帆磁铁矿—磷灰 石建造	一般 2~14	(含帆磁 铁矿)黄铁 矿、钴、铁 TFe 12~ 35%	岩浆 分凝— 结晶作 用— 气成 热液作 用(?)	中、 小型— 大型	马营、黑 山、建平旗 箕山等磷矿
	矾 山 式	碱性 —偏碱 性岩类	黑云母含 霞石次透辉 石岩—正长 辉石岩—辉 石正长岩— 正长岩建造	层状 (环带 状)、厚大 的似层状 产于岩体 中	块状、浸染状、 条带状、斑杂状 构造,磁铁矿— 磷灰石建造	一般 4.5~10 富矿体 25~36	(磁铁矿) TFe—般 5 ~15% 最高31%	岩浆 分凝— 结晶作 用	大、中型	矾山磷矿
易 县 式			含磷灰石 —黑云母 (蛭石化) —金红石正 长岩建造	岩脉型 板状矿体	块状构造,钾 长石—黑云母— 金红石—磷灰石 建造钾长石—黑 云母—磷石—磷 灰石建造	一般 2.5~ 3.1 最高 7~8.3	矿石含微 斜长石40~ 50%,K ₂ O 7~10%,金 红石5%, TiO ₂ 2.2~ 3% 蛭石化 黑云母也可 综合利用	同上	小型	易县金坡 磷矿

续表

矿床类型		成矿母岩岩石类型及建造		矿体产出形态	矿石建造(类型)及构造	P ₂ O ₅ 含量(%)	伴(共)生元素或矿产	成矿作用	矿床规模	矿床举例
亚类	式	类型	建造							
正岩类磷酸灰岩矿床	白云鄂博式	碳酸盐类(超基性—碱性岩—磷酸岩系列)	白云石碳酸岩(白云鄂博铁矿的围岩)	矿体在岩体中呈不规则透镜体	块状、浸染状、星散状构造白云石碳酸岩、磷灰石岩	1~30, 岩体平均3~4	稀土元素、铀、钍(晚期碳酸岩脉尚含钼、钨、钽、铌、钽、铟等元素)	岩浆分凝—结晶作用—晚期交代作用	中、小型—大型	白云鄂博矿
	莱芜式		方解石碳酸岩脉(岩脉Ca:Mg=26:1)金云母—透辉石—方解石碳酸岩脉	岩脉型板状矿体	块状、条带状构造方解石—磷灰石建造	一般2~4	稀土元素1%±CaCO ₃ 70%以上	岩浆分凝—结晶作用	小型	莱芜胡家庄、博山、集宁丰镇等磷矿
岩浆气成热液磷酸灰岩矿床	南渡式	偏碱性—酸性岩类	花岗岩—石英正长岩—正长岩建造中的石英—磷灰石岩(脉)建造,(有人认为石英是成矿作用后的,对矿床有破坏作用)	脉状、透镜状、团块状	晶柱状、块状、块体状、浸染状构造含铀和稀土的磷灰石岩	块状矿石一般10~24最高29 浸染状矿石2~4	铀0.02~0.05%稀土0.85~1.34%	岩浆期后热液充填	小型	岑溪南渡矿
	酒厂式	中酸性岩类(花岗岩、闪长岩)接触交代(砂卡岩)岩	黑云花岗岩与黑云变粒岩、斜长角闪岩接触带的砂卡岩建造	似层状、脉状、透镜状、不规则团块状	条带状、斑杂状构造、含磷灰石—透辉石—榍石建造、含磷灰石—绿帘石—透辉石建造	3.5~5.9		接触交代作用	小型	栖霞上马家矿
	重式		闪长玢岩与安山岩的接触交代砂卡岩建造	同上	磷灰石—磁铁矿—赤铁矿—菱铁矿建造	3~5	(含钒磁铁矿)铁、黄铁矿	同上	小型	梅山、太山等磷矿
			花岗岩与大理岩接触交代砂卡岩建造	同上	方解石—磁铁矿—磷灰石、绢云母—磁铁矿—磷灰石、透辉石、磷灰石、绿帘石—磁铁矿—磷灰石	3~4	磁铁矿TFe16.2% 稀土>1%	同上	小型	松政洋墩磷矿

续表

矿床类型		成矿母岩岩石类型及建造		矿体产出形态	矿石建造(类型)及构造	P ₂ O ₅ 含量(%)	伴(共)生元素或矿产	成矿作用	矿床规模	矿床举例
亚类	式	类型	建造							
伟晶岩磷灰石岩矿床	怀安式	伟晶岩类	奥长石—磷灰石伟晶岩建造	矿体呈脉状、磷灰石在矿脉中呈透镜状、块状、斑杂状	团块状、斑杂状构造, 奥长石—磷灰石建造	块状 >30, 平均28.05	稀土总量 平均2.98%	岩浆分凝结晶—气成热液作用(伟晶期)	小型	怀安右所堡、阳高白合科等磷矿
	兴和式	伟晶岩类	透辉石—(金云母)—磷灰石伟晶岩建造, 方解石—金云母—透辉石—磷灰石伟晶岩建造, 钾长石—透辉石—磷灰石伟晶岩建造	矿体呈脉状, 磷灰石在矿脉中呈星散(浸染状)状, 团块状、脉状、晶伟状	团块状、斑杂状、角砾状构造、透辉石—(金云母)—磷灰石建造, 方解石—金云母—透辉石—磷灰石建造, 钾长石—透辉石—磷灰石建造	角砾状10, 块状>30	金云母、稀土总量0.5~5%	同上(有人认为是分泌作用)	小型	兴和、集宁、丰镇、卓资、平和浩特等磷矿

雨纹式磷矿床是以稀土、放射性元素为主的磷矿床, 这些元素又多赋存于磷灰石晶体内部, 目前尚未能综合回收, 这里暂作为磷矿的一种类型, 供普查勘探时参考。

我国磷矿床成因类型表(变质矿床)

表 1-12-101

矿床类型		围岩条件	矿体产出形态	矿石类型	主要矿物组分	P ₂ O ₅ 含量(%)	伴(共)生元素或矿产	矿床规模	矿床举例
亚类	式								
正变质(?) 磷灰石岩矿床	丰宁式	角闪斜长片麻岩、黑云角闪斜长片麻岩、黑云斜长斑杂状混合岩	似层状, 形态规则, 一般与围岩产状一致或略斜交, 有的呈透镜状、巢状	铁磁铁矿磷灰石岩片麻状磷灰石岩	斜长石、角闪石、铁磁矿、磁铁矿、黑云母、磷灰石、辉石、钾长石、方解石、绿帘角闪石	一般 3~5级 高9.8	铁、钛、钨、钼、铀、锆、铯、钍、 TFE18 ~23%	大一中型	丰宁招兵沟、建平勿兰乌苏等磷矿
沉积变质磷灰石岩矿床	海州式	元古界石英云母片岩、大理岩、黑云角闪片岩、斜长片麻岩、石英岩	似层状、层状, 一般为结构复杂的复矿层, 变化较大	细粒磷灰岩、云母磷灰岩、锰质磷灰岩	磷灰石、白云母、石英、方解石、白云石、硬锰矿、软锰矿(锰土)、石榴石	6~40 平均11 ~14	锰、铀	中一大型	海州铜山、宿松、肥东、大悟、孝感等磷矿
	布龙图式	元古界砂质板岩、含磷石英砂岩、含磷石榴石石英砂岩、石榴石石英砂岩	层状、似层状及透镜状	砂岩型磷灰岩、石榴石磷灰岩、砂质板岩型磷灰岩、炭泥质磷灰岩	磷灰石、石英、铁铝石榴石、铁闪石、黑云母、炭泥质、铁质	6~20 一般8~12		大一中型	布龙图磷矿

续表

矿床类型		围岩条件	矿体产出形态	矿石类型	主要矿物组分	P ₂ O ₅ 含量 (%)	伴(共)生元素或矿产	矿床规模	矿床举例
亚类	式								
沉积变质磷灰岩矿床	湖阳式	震旦—寒武系或元古界千枚岩、炭质砂质板岩、灰质白云岩、石英砂岩、硅质岩	层状、似层状或与锰矿呈互层产出,常为多层,结构复杂,变化较大	白云质、粘土质、铁锰质磷块岩,硅质磷块岩、生物碎屑磷块岩,角砾状石英质钙质磷块岩	胶磷矿、细晶磷灰石、白云石、方解石、石英、炭泥质、铁髓质、绢云母、生物碎屑	10~36 一般10~20	铁、锰	大—中—小型	浏阳永和、洋江、罗屯等磷矿
沉积变质—交代磷灰岩矿床	麻山式	太古界白云质大理岩、钾长透辉岩、金云母透辉岩、石榴石硅线石斜长片麻岩	似层状、条带状、多层变化大	透辉石钾长石磷灰岩、金云母钾长石透辉石磷灰岩、含磷灰石角闪石透辉石岩、石墨透辉石磷灰岩	透辉石(粗晶)、钾长石、角闪石、金云母、磷灰石、石墨、硅线石	一般3~5最高10	石墨、金云母、钾长石、稀土元素、硅线石	中—小型	鸡西麻山、石场等磷矿

我国磷矿床成因类型表(风化淋滤矿床和生物堆积矿床)

表 1-12-102

矿床类型			矿体产出条件及形态	矿石类型	主要矿物组分	P ₂ O ₅ 含量 (%)	矿床规模	矿床举例
大类	亚类	式						
风化淋滤矿床	淋滤次生矿床	德保式	产于中泥盆统东岗岭组地层中,含磷层次多,厚度薄,品位低。经淋滤后,沿裂隙破碎带富集成不规则的似层状、团块状、透镜状,产状与围岩一致或相交,常伴生锰、钒铀等矿产	角砾状磷块岩、致密块状磷块岩	胶磷矿、细晶磷灰石、银星石、石英、水云母、方解石等	8~32 平均13~15	中、小型	德堡寨圩、大新先力、布达等磷矿
	风化残积矿床	马龙式	含磷岩层之非磷酸盐矿物被溶失,磷质成紫黑色,赭土色土状物富集于基岩与风化土壤之间,矿体形态受基岩侵蚀面控制呈似层状、垂状、透镜状。	蜂窝状、泡沫状、骨骼状等疏松多孔的磷钙土	磷钙土	8~30	中、小型	马龙莲萍、湘潭黄荆平等磷矿

续表

矿床类型			矿体产出条件及形态	矿石类型	主要矿物组分	P ₂ O ₅ 含量(%)	矿床规模	矿床举例
大类	亚类	式						
生物堆积矿床	洞穴(溶沟)堆积矿床	东方式	产于石灰岩溶洞底部的洞穴堆积物中,堆积物包括次生淋滤之磷块岩、动物骨骼及鸟粪、蝙蝠粪、磷钙土等,呈不规则层状、囊状,受溶洞的形状和大小控制,有的充填于裸露地面的溶坑或溶沟中。	葡萄状、钟乳状磷块岩,磷质胶结物之砂砾岩,次生淋滤磷块岩及动物骨骼堆积,有的为块状、土状、角砾状	胶磷矿、石英、燧石、生物碎屑、碳酸盐	5~35	小型	东方牛笛岭、林县任村、苏北、皖北、鲁南地区等磷矿
				鸟粪堆积	粪石		小型	东方七差磷矿
	鸟粪堆积矿床	西方式	热带—亚热带海洋中现代珊瑚岛之盖层,与珊瑚礁、珊瑚砂及生物骨骼混杂之鸟粪堆积,呈似层状、透镜状	土状之粪土、粪石	粪石		小型	西沙、南沙群岛等磷矿点

2. 磷矿床勘探类型

我国磷矿床勘探类型见表 1-12-103。

磷矿床勘探类型表

表 1-12-103

勘探类型	主要矿层规模	矿层形态	厚度稳定程度厚度变化系数(%)	主要组份分布均匀程度品位变化系数(%)	矿床实例
I	走向长>10km	层状、似层状	稳定 <30	<15	开阳马路坪磷矿
	倾向长<10km				
II	走向长≤10km	层状、似层状	较稳定 30~50	15~25	浦市磷矿、朱堡磷矿 I 号矿体北段
	倾向长1~<10km				
III	走向长1~10km	层状、似层状、大透镜状	较稳定~不稳定 >50	>25	金河磷矿、朱堡磷矿 I 号矿体南段
	倾向长>1000m				
IV	走向长数百~千余米	透镜状	不稳定		锦屏磷矿东山矿段、浏阳磷矿 I、II 矿段
	倾向长数百米				
V	走、倾向长数十~数百米	树枝状、脉状、囊状	不稳定~极不稳定		马营磷矿

12.2.15.2 磷矿床勘探工程间距

根据《磷矿地质勘探规范》，勘探工程间距见表 1-12-104。

磷矿床勘探工程间距表

表 1-12-104

勘探类型	勘 探 工 程 间 距 (m)				备 注
	B 级		C 级		
	沿 走 向	沿 倾 斜	沿 走 向	沿 倾 斜	
I	400	200	800	400	勘探手段 主要为钻探
II	200~400	100~200	400~800	200~400	
III	100~200	50~100	200~400	100~200	
IV	50~100	50	100~200	50~100	
V			50~100	50	

12.2.15.3 磷矿床各级储量比例要求

根据《磷矿床地质勘探规范》，磷矿床各级储量比例要求见表 1-12-105。

磷矿床各级储量比例要求表

表 1-12-105

矿床规模	储量规模 (10^4t)	年生产规模 (10^4t)	服务年限 (年)	B级储量占B+C 级储量的比(%)	B+C级储量占总 储量的比(%)
大 型	>5000	100~200	>30	20~25	>80
中 型	500~5000	20~100	>20	15~20	>70
小 型	>100~500	<20	10~15	0~15	>60

12.2.16 硫 矿

12.2.16.1 硫矿床类型

1. 硫矿床工业类型

根据现行《硫铁矿地质勘探规范》，硫铁矿及自然硫矿床工业类型分别见表 1-12-106。及表 1-12-107。

硫铁矿床工业类型表

表 1-12-106

矿床工业类型	围 岩	矿体形状	矿石矿物组份	矿床规模	伴(共)生矿产	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7
硬岩中 酸性的 硫铁矿 及砂矿 床	白云岩、白云质 灰岩、石灰岩、粉 砂岩、细砂岩和页 岩	似层状、 透镜状	以黄铁矿为主，个别矿 床以磁黄铁矿为主，微量 的黄铜矿、方铅矿、闪锌 矿。有的矿床含少量白铁 矿、磁铁矿、镜铁矿及毒 砂等	以中型为 主。含硫中 等	铜、铅、 锌、金、银、 钴、钻	张家沟、 云台山、打 子堂等硫铁 矿

续表

矿床工业类型	围 岩	矿体形状	矿石矿物组分	矿床规模	伴(共)生矿产	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7
碳酸盐岩中的硫铁矿及砂矿床	第二亚类 泥质灰岩、石灰岩、个别矿床为粉砂岩、细砂岩和白云岩	透镜状、扁豆状、囊状	以黄铁矿为主，次之磁黄铁矿、含微量闪锌矿、黄铜矿、辉铜矿等。有些矿床铅、锌含量高，能单独圈出铅锌矿体	以小型为主。含硫富	铅、锌、铜、钴	井冲角、西矿湖、浮山、九龙等硫铁矿
火山岩系中的硫铁矿床	第一亚类 安山岩、粗面岩、凝灰岩和闪长岩	透镜状、扁豆状、似层状	黄铁矿、磁铁矿、赤铁矿、黄铜矿、明矾石、石膏等	以大型为主。含硫贫至中等	铜、钨、钴、钻、(铁)	向山、马山等硫铁矿
	第二亚类 石英角闪质凝灰岩、细碧角斑岩	透镜状、扁豆状	以黄铁矿为主，少量黄铜矿、辉铜矿、方铅矿、闪锌矿	大、中、小型。含硫中~富	铜	香子沟硫铁矿
沉积变质硫铁矿床	第一亚类 蒋层变质碳质粉砂岩、千枚岩、泥质结晶灰岩、变质钙质粉砂岩	似层状、透镜状	以黄铁矿为主，局部见磁黄铁矿、闪锌矿、方铅矿、黄铜矿	巨大型。含硫富	钴、(铁)	大降坪硫铁矿
	第二亚类 片岩、片麻岩等	似层状、透镜状	黄铁矿、磁黄铁矿，少量黄铜矿和磁铁矿	中型为主。含硫贫	铜	杏树台硫铁矿
砂卡岩型硫铁矿床	石灰岩、白云岩、砂岩、页岩、闪长岩与花岗岩	透镜状、囊状、似层状	黄铁矿、磁黄铁矿，少量磁铁矿、赤铁矿、毒砂、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、辉铜矿、斑铜矿、辉铋矿和白钨矿	中小型为主。含硫中等	铁、铜、铅、锌、金、银、钨、锡、钼	阳春、大田、青矿等硫铁矿
煤系沉积硫铁矿床	产出层位有上二叠统乐平煤系、中石炭本溪统及震旦系、新第三系。围岩以粘土岩为主，少数为砂岩、粉砂岩、凝灰岩	层状、似层状、鸡窝状	黄铁矿、白铁矿	中到大中型。含硫贫	煤、(煤、油页岩、耐火粘土、铝土矿)	大树、阿东、冯村、桦甸等硫铁矿
脉状硫铁矿床	各种岩石	脉状	以黄铁矿为主，个别矿床以磁黄铁矿为主，少量或微量方铅矿、闪锌矿、黄铜矿	小到中型。含硫中至富	铜、银、金、铂、铀、钨、钴	锦屏、龙游等硫铁矿

注：表中各类矿床，目前工业利用较多的为第一类；单个矿床规模最大的为第三类；在全国分布较广的为第五类。

自然硫矿床工业类型表

表 1-12-107

矿床工业类型	矿床地质特征	矿体形状	矿体厚度 (m)	含硫量 (%)	矿物成分	矿体规模	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7	8
抗积型自然硫矿床	主要产于石灰岩、泥灰岩、白云岩、粉砂岩和砂岩等与大量有机质成互层的岩层中，或与石膏层互层产出	层状、似层状、透镜状，有时呈囊状或脉状	自数厘米至数米，最厚可达数十米	百分之几到二十几	主要为自然硫，常有各种碳酸盐类、硫酸盐类及硅质矿物并含有有机物质	巨大，具极大经济价值	泰安、塔拉克和压力群等自然硫矿
火山型自然硫矿床	多与第三纪以后的火山活动，尤其是现代火山活动有关。常见于熔岩、凝灰岩和火山颈灰质堆积物等的裂隙或孔穴中，或沉积于火山湖内	层状、似层状、透镜状等多种多样	不等	一般为 25~50，有时高达 90 以上	主要为自然硫，还有火山灰等，常含少量硒和碲等元素	多为中小型，有一定工业价值	大屯火山群、危山岛火山地区、五大莲池、羊八井等自然硫矿
盐丘型自然硫矿床	产于某些含油地区的盐丘顶盖岩帽中，顶盖岩层自下而上由石膏、硬石膏、含硫灰岩、石灰岩组成，自然硫充填于石灰岩下部的孔洞或硬石膏的裂隙中	不规则的囊状、细脉状、似层状	30~40	一般为 20~40，最高达 70	主要为自然硫，各地还有等有机物及粘土物质	巨大，具极大工业价值。共生矿产主要有岩盐、钾盐	
次生风化型自然硫矿床	由金属硫化物（主要是黄铁矿）或硫酸盐矿物（硬石膏、石膏、明矾石等）氧化分解而成。一般呈裂隙或溶洞充填形式产出，并由多个矿体组成	脉状或囊状等	自小于 1 至 10 余米	中到富	自然硫，少量或微量黄铁矿、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿或明矾石等	多为小型，工业价值较小	慈口、硫磺山及西北某些铜锌矿床和黄铁矿型铜矿床氧化带的自然硫矿

注：1. 火山型矿床，亦名火山喷发型矿床，它可能是分布最广的自然硫矿床。

2. 盐丘型矿床亦名冠岩型矿床，分布不太广泛，这类矿床几乎都是在勘探开发石油、天然气过程中发现的。其下部主要为岩盐矿床，也有可观的钾盐，而在其周围常储藏有石油，因此“盐丘”有矿藏宝库之称。

2. 硫矿床勘探类型

根据《硫铁矿地质勘探规范》，勘探类型见表 1-12-108。

硫铁矿床勘探类型表

表 1-12-108

勘探类型	基 本 特 征				
	矿体形状	矿体厚度	矿床构造	矿体规模	矿床类型
I	简单	稳定	—	大型	煤系硫铁矿床
II	较简单	较稳定到不稳定	复杂	大型	硫铁矿床
	较简单	较稳定	—	中型	硫铁矿床
	较简单	较稳定	—	中至大型	煤系硫铁矿床

续表

勘探类型	基 本 特 征				
	矿体形状	矿体厚度	矿床构造	矿体规模	矿床类型
I	复杂	不稳定	—	中至大型	硫铁矿床
	较简单	较稳定	—	小型	硫铁矿床
	较简单	不稳定	—	中至大型	煤系硫铁矿床
II	很复杂	不稳定	—	小型	硫铁矿床
	复杂	很不稳定	—	小型	硫铁矿床
	很复杂	很不稳定	—	小至中型	硫铁矿床

12.2.16.2 硫矿床勘探工程间距

1. 硫铁矿床勘探工程间距

根据《硫铁矿地质勘探规范》，勘探工程（钻探）间距见表1-12-109。

勘探工程（钻探）间距表

表 1-12-109

勘探类型	勘 探 工 程 间 距 (m)							
	煤系沉积硫铁矿床				非煤系硫铁矿床			
	B 级		C 级		B 级		C 级	
	沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜
I	200	200	400	400	—	—	—	—
II	100~200	100	200	200	100	50~75	150~200	75~100
III	—	—	100	100	50	50	100	50~75
IV	—	—	—	—	—	—	50	25~50

注：1. 非煤系硫铁矿床沿走向B级的勘探手段主要为钻探，少量坑探配合，地表为槽探和井探。

2. 对于煤系沉积Ⅱ类硫铁矿床应以200×200m工程间距，控制矿层赋存情况和基本构造特征，在包括首采地段的浅部范围内加密至100×100m工程间距，探求C级储量。

2. 自然硫矿床勘探工程间距

自然硫矿床勘探工程间距参见表1-12-110。

自然硫矿床勘探工程间距表

表 1-12-110

矿床类型	矿体形状	勘 探 工 程 间 距 (m)	
		B 级	C 级
火山型	似层状	75~125	150~200
	不规则状	35~50	75~150
沉积型、盐丘型	层状、似层状	125~200	200~500
	似透镜状、矿巢状、不规则状	50~75	100~200

钻探是自然硫矿床勘探中最主要的手段,若矿床埋藏较浅,则可以槽探和井探为主。坑探手段用于检查钻孔资料,详细研究矿石结构构造特征、选择技术加工样品、测定矿石体重和研究矿岩开采技术条件,对于矿体形态复杂的火山型自然硫矿体,采用坑探手段。

12.2.16.3 硫矿床各级储量比例要求

根据《硫铁矿地质勘探规范》,各级储量比例要求见表 1-12-111。

硫铁矿各级储量比例表

表 1-12-111

矿床规模		储 量 比 例 (%)		
		B	C	D
大 型		16	64	20
中 型		7~14	56~63	30
小 型	形状较简单,规模近中等	不少于60		不大于40
	形状较复杂	无	不少于50	不大于50
	形状很复杂	无	探 采 结 合	

注:1.对于大型和中型矿床,在详细勘探期间若能确定生产规模,B级储量可定为生产初期3~5年的需要量。

2.矿床规模按储量划分:大于1500万t的为大型;200~1500万t的为中型;小于200万t的为小型。

12.2.16.4 评价硫矿床勘探程度应注意的问题

(1)硫铁矿,特别是磁黄铁矿,易氧化变成褐铁矿而形成铁帽,在勘探过程中需重视对氧化带的控制,圈定氧化界线。为避免矿石人为氧化,钻探结束后必须封孔。还需测定矿区地下水的pH值,以利将来矿山生产中开展环境保护工作。

(2)沉积型、盐丘型的自然硫矿床一般有天然气(硫化氢、二氧化碳和碳氢化合物等)强烈的析出,在勘探时必须进行综合气体的研究工作,同时应查明析气的来源、转移的路线、不同地层层位和岩石层位及构造的含气率、不同深度的析气强度、含气率与岩石裂隙的关系等,并要制订防止析气的措施。在勘探火山型矿床时,由于有二氧化硫、硫化氢和其它气体的析出,故也应研究析气现象。此外对于含气体的自然硫矿床还需重视水文地质调查工作,因为地下水可能成为大量析出 H_2S 的辅助来源。

当使用坑探和井探手段时,无论是自然硫矿床还是硫铁矿床,都需要加强通风安全措施,以防含硫灰尘自燃引起火灾及 H_2S 气体中毒。

12.2.17 硼 矿

12.2.17.1 硼矿床类型

1. 硼矿床成因类型

硼矿床成因类型划分目前仍未统一,一般分为接触交代矿床、火山喷气矿床、火山沉积矿床、天然水溶液矿床和盐类矿床等。常见的分类见表 1-12-112。

矿床成因类型表

表 1-12-112

矿床成因类型	成矿地质特征	矿体形态规模	矿石矿物及结构构造特征	伴生组分	矿床价值	矿床实例
接触交代矿床	产于花岗岩与碳酸盐岩或钙-硅质岩石接触带上。在不同温度、深度、压力、构造条件下,形成铁质或钙质砂卡岩及相应的矿床	不规则透镜状、扁豆状、个别似层状	磷镍石、磷铁镍矿、赛黄晶、硅硼钙石等	Fe、Mg	大型至中小型	七里坪磷矿, 苏联达尔瓦戈尔斯克磷矿
火山喷气矿床	现代火山高温喷气孔和高温硫质喷气孔或远离火山活动区的区域性深大断裂带上的蒸汽-水硫质热泉	气孔或裂隙	天然硼酸	S	很少构成工业矿床	意大利武尔卡诺和托斯卡纳等硼矿
火山沉积矿床	近代或古代与火山喷气有关的含硼热水溶液原地析出或在浅水湖盆中沉积	层状、结核状、透镜状	钠硼解石、硬硼钙石、硼砂	有时夹有盐层	大型至中小型	新西兰西尔塔克硼矿, 美国布朗、土耳其埃拉特等硼矿
海相沉积矿床	震旦系地层中	扁豆状、饼状、不规则团块状	猛力硼石		中小型	东水厂硼矿
盐类矿床	现代干热封闭、凹地盐湖沉积	透镜状、扁豆状	硼砂、钠硼解石、个别硬硼钙石	盐、钾盐、石膏	大中小型	大、小柴旦、班戈湖、美国温丘拉等硼矿
天然水溶液矿床	产于活火山作用区过热的氯化钠型水的分异作用或熄灭不久的火山活动区含硼矿化水、含硼地下卤水	层状、透镜状	天然硼砂	芒硝、钾盐、钠盐、溴、碘、铀、钍等	目前开采为大型综合性矿床	美国西尔塔克、苏联巴库等硼矿
残积矿床(有的归入盐类矿床)	由被溶解的含硼盐类岩石的残余物形成。位于盐丘型及火山沉积型风化带中		硼镍石、水方硼石、硼钠钙石	盐	大型	苏联印杰尔硼矿

2. 硼矿床勘探类型

根据我国硼矿的情况, 硼矿床勘探类型一般划分如表 1-12-113。

硼矿床勘探类型表

表 1-12-113

勘探类型	矿床规模	矿体形态	厚度稳定程度	主要组分分布均匀程度	构造复杂程度	矿床实例
I	大型	简单的层状、似层状或透镜状	产状较稳定, 厚度变化不大	均匀、矿化连接性好	构造及岩脉对矿体破坏不大	后仙峪、翁泉沟等硼矿
II	大中型	较复杂的似层状、透镜状或扁豆状	产状及厚度变化中等	不均匀、矿化连续性较差	构造及岩脉对矿体破坏较烈	高台沟硼矿、杨木杆硼矿 I 号矿体
III	中小型	复杂的透镜状、扁豆状或分枝复合现象较显著	产状及厚度变化很大	不均匀、矿化连续性很差	构造及岩脉对矿体破坏强烈	二台子硼矿、杨木杆硼矿 II 号矿体

12.2.17.2 硼矿床勘探工程间距

硼矿床勘探手段及工程间距, 参见表 1-12-114。

硼矿床勘探手段及工程间距表

表 1-12-114

勘探类型	勘 探 工 程 间 距 (m)					
	B 级			C 级		
	勘探手段	沿走向	沿倾斜	勘探手段	沿走向	沿倾斜
I	钻探、坑道验证	50~75	50	钻 探	100~125	50~75
II	钻探为主配合坑道	40~50	25~50	钻 探	50~75	50~75
III	钻 探	—	—	钻 探	40~50	25~50

12.2.17.3 硼矿床各级储量比例要求

硼矿床设计所需各级储量比例见表 1-12-115。

硼矿床各级储量比例表

表 1-12-115

矿山设计所需 B_2O_3 储量 (10^4t)	各 级 储 量 比 例 (%)		
	B 级	C 级	D 级
>20	10~20	70~80	0~20
8~20	5~10	65~80	10~30
2~8	—	60~80	20~40

12.2.18 钾 盐 矿

12.2.18.1 钾盐矿床类型

钾盐矿床类型见表 1-12-116。

钾 盐 矿 床 类 型 表

表 1-12-116

矿床类型	成矿地质特征	矿体形态规模	矿石矿物结构、构造特征	伴生组分	矿床价值	典型矿床实例
1	2	3	4	5	6	7
现代、固液相并存(大陆型盐)	产于第四纪至当代, 盐湖形成于干旱、半干旱气候带, 其带大致位于 $10^{\circ} \sim 15^{\circ}$ 至 $40^{\circ} \sim 50^{\circ}$ 之间, 形成盐湖的条件是内陆不泄湖和海滨半封闭的海湾其形成过程就是水体含盐浓	固相: 层状, 似层状、透镜状扁豆状等。 液相: (指地下卤水) 一般为层状或似层状盐析结核	固相: 主要矿石矿物光卤石, 具有层状及条带状构造, 其结构以半自形晶为主, 呈簇状结构, 液相盐湖水体, 按其赋存条	除主要 KCl 、 $NaCl$ 外尚有: $MgCl_2$ 、 $MgSO_4$ 、 $CaSO_4$ 、 B_2O_3 、	除产钾外其他伴生组分均可利用故经济价值较大	察尔汗、达布逊盐湖, 巴勒新垣死海、美国犹他州大盐湖

续表

矿床类型	成矿地质特征	矿体形态规模	矿石矿物结构、构造特征	伴生组份	矿床价值	典型矿床实例
1	2	3	4	5	6	7
现代盐池(湖、干湖、固液相)	度不断增加的过程,由碱水到卤水最后达到饱和而堆积成盐类矿床	其储量由几百吨到几千吨,大的可达几亿吨到几十亿吨	件,主要类型可分为:地表卤水、底部卤水、晶间卤水、地下水及边缘水	LiCl、Br、I等		
古代	岩盐、光卤石、杂卤石钾矿床 矿床产于海湖相沉积岩系中,由于是在海湖沉积,其总成分与海水相似,由于海水蒸发较完全,故大部份盐类,依不同溶解度按一定次序沉淀而形成,最后为钾盐与镁盐	矿层为层状,石盐、光卤石杂卤石成互层沿走向延长数公里,总厚度数十米到数百米	带状、层状构造、结晶粒状等结构	硫、锶、钡、镭、铀、钍、铯	系规模巨大的钾盐矿床	德国斯哈尔特钾矿床
盐类	岩盐—钾盐—光卤石钾矿床 产于石灰岩、白云岩、粘土岩、砂页岩中,成因与上述岩盐—光卤石—杂卤石矿床一致,由于没有钾的硫酸盐类,它在沉积过程中海水有了变化	不同矿层成带状分布各种矿层成互层或是多屋出现。厚度由几米到几十米出露面积上千平方公里	呈砾状、块状、层状、浸染状、条带状、脉状等构造,它形细粒、球粒、半自形细粒状。侧边状结构	硫、锶、钡、镭、铀、钍、铯	规模大,是钾盐矿床重要类型之一	孟野井钾矿床,苏联上卡姆钾盐矿床
矿床	天然卤水矿床 是蕴藏地下的盐类溶液。一部份是原生的即古代残余卤水保存在地层中,一部份是次生的即固相盐类矿床被地下水溶解而形成。这类矿床的规模大小不一,成分变化很大	卤水赋存于有封闭条件的地层中,受构造控制	卤水成份:钠、钾、铷、铯、镁、钙、溴、碘、硼、锂等		规模大小不一	自贡一带的自贡卤水可提钾。美国安德森达科他州的地下卤水

12.2.18.2 钾盐矿床勘探要求

目前在我国已发现了钾盐矿床,如云南有一古代钾盐矿床,其规模较小,青海有一现代盐湖矿床,规模较大。但仅以该两矿的实际资料,尚难提出通用的勘探类型、工程间距、手段及勘探要求。

在上述两矿床的地质勘探中,所用的手段均为钻探,盐湖则辅以浅井。云南钾盐矿用 $200 \times 200\text{m}$ 的工程间距求C级储量,用 $400 \times 400\text{m}$ 的工程间距求D级储量。青海钾盐矿用 $4 \times 4\text{Km}$ 的工程间距求C级储量,对工程控制的点、线储量,一律划为D级。在盐湖勘探中,特别要查清盐岩溶,因为它的发育,对矿层起破坏作用。

12.2.19 天然碱矿

12.2.19.1 天然碱矿床类型

天然碱矿床类型见表 1-12-117。

天然碱矿床类型表

表 1-12-117

矿床类型		成矿地质特征	矿体形态规模	矿石矿物结构及构造特征	伴生组份	矿床价值	典型矿床实例
1	2	3	4	5	6	7	8
现代盐湖矿床	硫酸型	湖水组成碱组分总盐占盐类总量的大部分			与大量有机物、黄铁矿共生		内蒙古一些湖泊含碱达 80%
	碱硝岩盐型	碱矿赋存于渐相化学沉积层中,与湖相黑色淤泥及含碱淤泥呈互层状产出。一般碱矿物含量不稳定,有的达工业品位,否则为伴生组份	呈稳定的水平层状其厚度小者为 0.1m,厚者为 1m 左右	天然碱矿石为放射粒状纤维柱状、镜状结构、致密块状及条带状构造,有少量晶间卤水	芒硝、苏打、石盐等	具有工业价值	察干门诺尔碱湖
	碱-盐-硝-钾多组份型	碱组份含在固体沉积层及晶间卤水中,品位变化较大	固体沉积层呈层状,最大厚度可达几十米	天然碱为粒状结构,条带状构造	芒硝、硼矿等矿物晶间卤水中含钾、锂、碘、铯等	具有多种组份,故工业价值较大	美国加里福尼亚州西尔兹干盐湖
古代盐湖矿床	固相纯碱矿床	为内陆盐湖沉积产物,含盐,天然碱矿石成上、下层产出,多产于第三系上、下段地层中	天然碱呈层状,而是多层,单层厚几十厘米到几米不等	天然碱矿石为结晶粒状结构,块状构造,偶而成带状构造	石盐	天然碱矿层具开采价值,含盐天然碱矿尚不能利用	吴城天然碱矿床
	固、液相并存的矿床	液相为饱和卤水, $\text{HCO}_3 + \text{CO}_2$ 含量达 120.14g/l 其 HCO_3 含量达 84%, 固体矿层主要是重碳酸盐,少量的天然碱	卤水赋存于第三系地层中,并多呈层状出现			卤水具有开采价值(目前固体矿产尚未利用)	桐柏天然碱矿床
火山型碱矿床	火山灰型碱矿	矿床赋存于第三纪地层中,与火山射气成因有关,与白色泥灰岩、绿色泥岩、页岩质页岩(油页岩)成互层	呈层状,多层,总厚可达几十米				土耳其安卡拉贝帕扎勒矿床

续表

矿床类型		成矿地质特征	矿体形态规模	矿石矿物结构及构造特征	伴生组份	矿床价值	典型矿床实例
1	2	3	4	5	6	7	8
火山型碱矿床	现代裂谷带火山碱湖	碱湖处于现代板块的张裂带内, 边缘地势陡峻, 谷底下陷, 陆缘沉积物不足而形成湖泊, 除岩盐和天然碱沉积层外, 尚有晶间卤水	固体和晶间卤水成层状	湖水一般含 $\text{NaHCO}_3 + \text{Na}_2\text{CO}_3$ 达 120g/l , NaCl 达 60g/l , 含少量硫酸钠	含硼酸钠及硫酸钠成份及其他有机物质		肯尼亚马加迪湖

12.2.19.2 天然碱矿床勘探要求

据目前所知, 已提交地质勘探报告天然碱矿床为数极少, 且无正规开采矿山, 也未编制勘探规范或规定, 现仅举两个矿床的勘探工作实例, 供工作参考。

察干门诺尔碱湖矿床, 以钻探为勘探手段, B级储量勘探工程间距为 $400 \times 400\text{m}$, C级储量为 $800 \times 800\text{m}$, C级外推或稀疏钻探控制为D级储量。

吴城天然碱矿床, 以钻探为勘探手段, B级储量勘探工程间距为 $350 \times 250\text{m}$, B级储量有限外推部分和按 $700 \times 500\text{m}$ 工程间距控制为C级储量, C级储量外推部分及单孔控制为D级储量。

12.2.20 芒硝矿

12.2.20.1 芒硝矿床类型

芒硝矿属盐类矿床, 为化学沉积作用形成。根据其成矿时代和主要矿物组份不同, 可分为两种工业类型。

1. 现代沉积芒硝矿床

矿床主要产于现代干旱气候区的内陆不泄湖泊、泻湖和封闭的海湾中。蒸发作用和冷冻作用促成此类矿床沉积。矿床多为固相固体结晶芒硝盐层, 盐根、老盐(俗称玻璃盐)和液相(卤水)并存。

矿床一般赋存较浅, 绝大多数赋存于地表或近地表处, 埋深数厘米至数米。固体矿层之上常有一层泥砂沉积物覆盖, 并常与其它盐类、粘土、粉砂和有机质等呈互层产出。个别矿床埋深达 $70 \sim 120\text{m}$ 。

矿床多有数层矿体, 呈水平产出。矿体形状多呈层状、似层状, 次之为透镜状和扁豆状, 有时呈窝状或不规则薄层状。主要矿物为含水芒硝、无水芒硝和岩盐, 次之有天然碱、钾盐、钙芒硝、白钠镁矾、泻利盐、石膏、硼酸盐和碳酸盐矿物等。矿层厚度一般数十厘米至数米; Na_2SO_4 含量由百分之三十几至九十几。

卤水的成分除含 Na_2SO_4 以外, 还有 NaCl 、 MgSO_4 、 CaSO_4 等。按其产出位置可分为: 表层卤水——分布于地表固相断层之上; 晶间卤水——充填在晶体盐层的空隙中; 淤泥卤水——充填于淤泥颗粒之间。卤水的化学成分和浓度随季节的变化而变化。一般在冬

季结晶析出芒硝, 夏季结晶析出食盐。

矿床分布面积小于 100km^2 。矿石储量由十余万吨至数千万吨不等。以中型和小型规模为主, 也有大型和特大型矿床。

伴生矿产多为石盐、天然碱、钾盐, 也有氯化钠晶间卤水。

在我国此类矿床以内陆湖相型为主, 主要分布在山西、新疆、内蒙古、甘肃等省; 主要产地有七角井、运城、察千里门诺尔、盐海子、中泉子、高台和民勤等。

2. 古代沉积芒硝矿床

此类矿床形成于第四纪以前的内陆湖泊和泻湖沉积岩系(主要为红色砂页岩、粘土岩和粉砂质粘土岩等)中。在我国主要产于白垩系和第三系。

矿床呈层状、似层状或透镜状产出, 厚度一般数米至十余米, 并多为数层至数十层矿层组成, 单层厚度一般数米, 薄者小于一米。矿石品位变化较小, Na_2SO_4 含量一般在百分之十几至二十几, 高者可达四十几。主要盐类矿物为钙芒硝, 次之硬石膏、石膏和岩盐, 有时含微量天青石、方沸石和氧化铁等, 而含水芒硝、无水芒硝和白钠镁矾等少量或没有。脉石矿物为石英、长石、泥质物、碎屑物和有机质等。

矿层产状比较平缓, 但呈水平产出者少, 倾角一般几度至十几度; 个别由于受构造影响, 倾角达七八十度。

钙芒硝矿床受风化后, 一部分被水化, 分解为芒硝和石膏, 另一部分 Na_2SO_4 和 CaSO_4 因长期被水溶蚀而流失, 导致钙芒硝品位降低, 因流失所造成的空洞, 为泥质物所充填。

矿床分布面积为数至数十平方公里。赋存深度数至数百米, 最大达600m。矿层中的卤水一般充填于含盐岩系的孔洞或沿层面分布的裂隙中, 除含 Na_2SO_4 以外, 还有 NaCl 和 CaSO_4 等。此类矿床多与岩盐密切共生, 还有硬石膏、石膏等伴生矿产。矿石储量达数千万吨, 甚至十余亿吨; 矿床规模多为大型、特大型。

此类矿床在我国主要分布在四川、青海、湖南、云南、广东和安徽等省。主要产地有新津、互助、澄县、定远和武定等。

12.2.20.2 芒硝矿床勘探工程间距

目前我国尚未制定芒硝矿床地质勘探规范, 对勘探类型、工程间距和各级储量比例等, 均无统一规定。现将我国芒硝矿床勘探工程间距实例列于表1-12-118, 供参考。

芒硝矿床勘探工程间距实例表

表1-12-118

矿区名称	矿床工业类型	矿体形状	勘探工程间距(m)			
			B 级		C 级	
			沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜
运城界村	现代型	透镜状	—	—	200	200
高 台	现代型	层 状	200	100	400	200
新津大山岭	古代型	层 状	1000	1000	2000	2000
互助南沟	古代型	厚层状	200	200	由B级外推	

注: 互助南沟矿工程间距还可放稀; 高台矿B级可放稀到 $200 \times 200\text{m}$ 。

12.2.20.3 芒硝矿床各级储量比例要求

我国勘探的芒硝矿床实际储量比例见表 1-12-119。

芒硝矿床实例储量比例表

表 1-12-119

矿区名称	矿床工业类型	矿床规模	储量级别比例(%)		备 注
			B/(B+C)	B+C/总量	
七角井矿	现代型	大型	44	47	石盐和含水芒硝
高台矿	现代型	大型	40	74	伴生钾盐
大山岭矿	古代型	特大型	24	80	
龙归矿	古代型	大型	23	51	钙芒硝、无水芒硝

12.2.20.4 评价芒硝矿床勘探程度应注意的问题

(1) 勘探古代盐湖沉积芒硝矿床时,一般以岩心钻探为主要手段,槽探和井探只起辅助作用;而对于现代盐湖沉积芒硝矿床,多以槽探和汽车钻为主,并且在勘探初期大量使用钎探和筒口锹手段,有时需要岩心钻探配合。

对于矿层厚度和品位变化大,并且岩溶比较发育的固相矿床,需适当使用坑探手段。

(2) 对于表层卤水矿床,需进行深度(即厚度)测量,并用取样筒采集水化学分析样;当卤水层厚度大于一米时,一般分别在表部、中部和底部三个层位上采集,而当其厚度小于一米时,则分表部和底部两段采样。

(3) 在勘探过程中,必须重视矿区的水文地质工作,要详细研究矿区的水文地质条件,查明地表水、地下水及盐水的性质和动态,因为它们一方面以矿盐形式供给盐湖,另一方面又溶解和冲刷底部矿层,并降低卤水的浓度。

12.2.21 石墨矿

12.2.21.1 石墨矿床类型

1. 石墨矿床工业类型

根据矿床地质特征、成因及其工业价值,可将我国石墨矿床划为表 1-12-120 所列三个工业类型。

石墨矿床工业类型表

表 1-12-120

矿床工业类型	成矿地质特征	矿体形态规模	矿石矿物及结构构造特点	伴生组分	矿床价值	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7
结的晶石墨片麻岩中床	多产于古老片麻岩、片岩或大理岩等变质岩系中,为中深	矿体多呈层状、似层状或透镜状。矿体长度一般几十至几百	石墨品质鳞片状,分布较均匀,矿石可选性较好,但品位较	V、Ti、S、P	矿床规模大,是主要工业	柳毛、南墅、兴和等石墨矿

续表

矿床工业类型	成矿地质特征	矿体形态规模	矿石矿物及结构构造特点	伴生组分	矿床价值	矿床实例
1	2	3	4	5	6	7
结的石墨片岩中床	程度的区域变质矿床,地质构造复杂	米,有的可达几公里,厚度可达几米至几十米,矿体倾角较陡	低,一般含固定碳3~5%,最高可达20%以上		类型	
变质煤系中的石墨矿床	产于含煤变质页岩或石英岩中,系由煤层受到接触变质作用或区域变质而成	矿体呈层状、似层状、带状及透镜状,呈陡至缓倾斜,矿体厚一般为1~3米,个别达十余米,矿体长可达几百米至几公里	石墨呈隐晶质(土状),矿石可选性差,石墨固定碳含量高,一般50~80%,高者达90%	Ce	规模中等,是比较主要的一种工业类型	鲁扩、盘石等石墨矿
与岩浆热液有关的石墨矿床	是岩浆作用形成的石墨矿床,包括岩浆分异晚期残余熔浆岩浆同化热液及岩浆角砾岩等石墨矿床	矿床形态复杂,矿体随岩浆作用不同呈层状、带状或不规则状散布于含矿带或岩体中	石墨结晶较粗,主要为细粒鳞片晶质~隐晶质石墨,矿石中矿物种类较多,石墨的工艺性质和可选性差		工业意义不大,次要的工业类型	苏吉泉、左贡青谷等石墨矿

2. 石墨矿床勘探类型

石墨矿床勘探类型一般划分四个类型,见表1-12-121。

石墨矿床勘探类型

表1-12-121

勘探类型	主要矿体规模	矿体形态	厚度稳定程度	主要组分分布均匀程度	矿床实例
1	2	3	4	5	6
I	中到大型	简单到较简单,一般呈层状、似层状及大透镜状	走向长数百米至千米以上,厚度大,变化较稳定,一般十几米至几十米或更大	主要有用组分分布均匀或较均匀,断裂构造及火成岩体(脉)对矿体破坏不大	平度县刘戈庄石墨矿床
II	大、中型为主	形态较简单到复杂,一般呈不太规则的层状、似层状及透镜状	走向长一般数百米,也有千米以上的,厚度较小,变化较稳定或不稳定,一般在几米至几十米	主要有用组分分布较均匀,矿体夹石较多,分岔复合现象较普遍,断裂构造及火成岩体(脉)对矿体破坏不大	柳毛、南墅刘家庄石墨矿

续表

勘探类型	主要矿体规模	矿体形态	厚度稳定程度	主要组分分布均匀程度	矿床实例
1	2	3	4	5	6
Ⅲ	中型为主	复杂到较复杂,一般呈不规则层状、似层状、透镜状	走向长一百米至数百米,亦有长千米以上的,厚度较小,变化不稳定,一般在几十公分至数米,少数可达十米以上	主要有用组分分布较均匀到不均匀,矿体夹石较多,分岔复合现象普遍,断裂构造及火成岩体(脉)对矿体破坏影响很大	鲁坤石墨矿
Ⅳ	小型为主	形态很复杂,多为小透镜状、扁豆状等不规则状	厚度变化不稳定到很不稳定	主要有用组分分布不太均匀到不均匀	苏吉泉、南江坪河等石墨矿

12.2.21.2 石墨矿床勘探工程间距

石墨矿床各勘探类型相应的勘探工程间距,参见表 1-12-122。

石墨矿床勘探工程间距表

表 1-12-122

勘探类型	勘探工程间距 (m)			
	B 级		C 级	
	沿走向	沿倾向	沿走向	沿倾向
I	100	100	200	100
Ⅱ	100	50	100	100
Ⅲ	50	50	100	50
Ⅳ	探 采 结 合			

注:石墨矿床一般以钻探为主要勘探手段。

12.2.21.3 石墨矿床各级储量比例要求

石墨矿床各级储量比例要求见表 1-12-123。

石墨矿床各级储量比例要求表

表 1-12-123

矿床规模		大型	中型	小型
矿物储量(10 ⁴ t)		>100	50~100	<50
储量比例(%)	B+C级占B+C+D级	>80	>70	>60
	B级占B+C级	10~25	10~25	10~25

12.2.22 石膏、硬石膏矿

12.2.22.1 石膏、硬石膏矿床类型

1. 石膏、硬石膏矿床成因类型

根据现行《石膏、硬石膏矿地质勘探规范》(试行),石膏、硬石膏矿床成因类型见表1-12-124。

我国石膏及硬石膏矿床成因类型表

表 1-12-124

类	亚类	含矿岩系	赋存层位	矿体形态、规模	矿石自然类型	$\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O} + \text{CaSO}_4(\%)$	矿石的矿物组份	矿床规模	矿床举例
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
沉积石膏、硬石膏矿床	海相	硬石膏岩~石膏、硬石膏岩(泥灰岩、石灰岩、白云质灰岩、白云岩、石膏岩、硬石膏岩可含少量粘土岩)	三迭系下,中统,石炭系下统,奥陶系中统	层状,似层状,延长几公里以上,厚度几米至百米以上,单层或多层产出	石膏、硬石膏,白云质(或粘土质)硬石膏,粘土质(或白云质)石膏	65~95	石膏、硬石膏、硬石膏盐(主要为白云石)粘土矿物,有的含天青石、黄铁矿,个别含杂卤石等	大、中型为主	南京周村、繁县、太原西山、灵石、永新乌石山等地的石膏硬石膏矿床
		碎屑岩—硬石膏—石膏、硬石膏岩(砂岩、粘土岩、泥灰岩、石灰岩、白云质灰岩、白云岩、石膏岩、硬石膏岩)	三迭系下统,石炭系下统,寒武系下统	层状,似层状,延长几公里以上,单层或多层产出,单层厚几米至几十米	石膏、硬石膏、粘土质石膏、白云质硬石膏	65~95	石膏、硬石膏、粘土矿物,有的含天青石等	大、中型为主	天祝景泰、中卫甘塘、辽阳灯塔、通化东热等地石膏、硬石膏矿床
		碎屑岩—石膏岩(石英砂岩,砂质泥岩,粘土岩、石膏岩)	二迭系	层状,厚度几米,长几百米,单层产出	石膏、粘土质石膏	75~90	石膏、粘土矿物等	小型	和田布雅石膏矿床
	陆相	碎屑岩—石膏、硬石膏岩(砂岩、粉砂岩、粘土岩、石膏岩、硬石膏岩)	三迭系下统,白垩系下统	层状、似层状,长几公里以上,常多层产出,单层厚几十厘米至几米	石膏、硬石膏、粘土矿物、方解石、白云石、石英、长石,有的含芒硝、钙芒硝等	55~90	石膏、硬石膏、粘土矿物、方解石、白云石、石英、长石,有的含芒硝、钙芒硝等	大、中型为主	应城、云梦、鄂托克旗、武川五里墩等地石膏、硬石膏矿床
		碎屑岩—硬石膏—石膏、硬石膏岩(砂岩、粉砂岩、粘土岩、泥灰岩、石灰岩、石膏岩、硬石膏岩)	第四系第三系	层状、似层状,长几公里以上,常多层产出,单层厚度几十厘米至几十米	石膏、硬石膏、白云质石膏、粘土质硬石膏、巨~伟晶石膏	57~89	石膏、硬石膏、硬石膏盐、粘土矿物,有的含石英、长石、黄铁矿,自然硫,磁铁矿、菱铁矿、芒硝、钙芒硝、黄铁矿等	大、中型为主	邵东、泰安大汶口、荆门麻城、潜江、潜江、潜江等地石膏、硬石膏矿床

续表

类	亚类	含矿岩系	赋存层位	矿体形态、规模	矿石自然类型	$\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O} + \text{CaSO}_4(\%)$	矿石的矿物组分	矿床规模	矿床举例
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
	湖相沉积	碳酸盐~石膏、硬石膏岩(白云质灰岩、白云岩、灰岩、硬石膏岩)	下第三系	似层状,走向长几公里,厚几十米至几百米	石膏、硬石膏、白云质石膏、白云质硬石膏。	55~90	石膏、硬石膏、白云石,有的含石英等。	大型	红西海萨石膏、硬石膏矿床
	层间裂隙充填	砂岩、粉砂岩、粘土岩、石膏岩、硬石膏岩、含纤维石膏脉(一般叠加在陆相沉积石膏硬石膏矿床中)	下第三系	含矿岩体走向长几公里以上,层状厚几十米至几百米,含矿岩体中顺层纤维石膏脉成群出现,单脉长几百米至几公里,脉厚几厘米至几十厘米	纤维石膏	90~99	纤维石膏,粘土矿物、石英等	大、中型为主	应城云梦石膏、硬石膏矿床
后生石膏、硬石膏矿床	斜交层理的裂隙充填	粉砂岩、砂岩、石膏、硬石膏	下第三系	含矿岩体层状,长几公里以上,厚几米至几百米,与层理斜交,含矿岩体中的石膏、硬石膏脉成群出现,单脉长几米至几十米,厚几厘米至一米多	石膏、硬石膏、含砂质石膏、含砂质硬石膏	60~90	石膏、硬石膏、石英、粘土矿物等	极小型	黄平旧州红梅石膏矿床
	洞穴充填	白云质灰岩、硅质灰岩、洞穴充填物为灰岩碎屑、砂泥、石膏岩	寒武系上统	团块状、果状、钟乳状、石笋状、皮壳状,走向长几米至几十米,厚几厘米至几米	石膏、粘土质石膏	50~70	石膏、粘土矿物、白云石、方解石、有时含石英、芒硝、绿泥石等	极小型	绥阳双河石膏矿床
热液交代石膏、硬石膏矿床	与中性侵入岩有关的	角闪岩、白云质大理岩、大理岩、闪长岩、石英闪长岩或长石斑岩、蚀变闪长岩、蚀变花岗岩、石英二长岩、砂卡岩	燕山期中性岩类侵入在三迭系下统灰岩中,矿体产在接触带中	透镜状,常呈多矿体产出,单矿体走向长几十米至几百米,厚几米至几十米	硬石膏、白云质硬石膏、石膏	50~95	硬石膏、石膏、白云石、方解石、微量磁铁矿、黄铁矿、绿泥石、含镁方解石等	中、小型	鄂城程潮、大冶金山店等地硬石膏矿床

续表

类	亚类	含矿岩系	赋存层位	矿体形态、规模	矿石自然类型	$\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O} + \text{CaSO}_4(\%)$	矿石的矿物组分	矿床规模	矿床举例
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
热液交代石膏、硬石膏矿床	与中性喷出岩有关的	安山岩、安山岩质凝灰岩、凝灰质页岩、凝灰质角砾岩或粗面岩、粗安岩、石英岩	燕山期早期的中性喷出岩(相当于侏罗系层位)	透镜状矿体或多矿体产出,走向长几百米,厚几十米	硬石膏、含黄铁矿硬石膏、含明矾石高岭石、硬石膏、石膏	53~90	硬石膏、黄铁矿、明矾石、高岭石、石膏、微量石英、重晶石、磁铁矿、自然硫、赤铁矿等	小型	马鞍山市向山、卢江罗河等地硬石膏矿床
	与区域变质岩有关的	白云质大理岩、蛇纹岩、绿泥石化岩、绿泥石化片岩、滑石片岩	太古界鞍山群麻岩组上部	透镜状,走向长近百米,厚十多米,单矿体产出	硬石膏、绿泥石化石膏、滑石石膏	50~65	硬石膏、石膏、绿泥石化、滑石、蛇纹石、微量金云母、钠长石、透闪石、电气石等	极小型	凤城二台子石膏、硬石膏矿床

2. 石膏、硬石膏矿床勘探类型

根据现行《石膏、硬石膏矿地质勘探规范》,将石膏、硬石膏矿床勘探类型划为表1-12-125所列四个类型。

石膏硬石膏矿床勘探类型表

表 1-12-125

地质因素	勘 探 类 型			
	I	II	III	IV
走向长度(m)	大(≥ 2000)	较大(2000—1000)	较小($< 1000 \sim 500$)	小(< 500)
厚度变化系数($V_n\%$)	稳定(≤ 40)	较稳定($> 40 \sim 70$)	较不稳定($> 70 \sim 100$)	不稳定(> 100)
夹石率($Y_j\%$)	少(≤ 15)	较少(15~25)	较多($> 25 \sim 35$)	多(> 35)
含矿率变化系数($VC\%$)	均匀(≤ 40)	较均匀($> 40 \sim 70$)	较不均匀($> 25 \sim 35$)	不均匀(> 100)
岩溶率($K\%$)	不发育(≤ 5)	较不发育($> 5 \sim 15$)	较发育($> 15 \sim 25$)	发育(> 25)
构造	简单 (矿体呈单斜产出,没有或很少受断层破坏,且破坏很小,或矿体呈大的简单宽缓的背(向)斜产出,矿体产状变化小或简单)	较简单 (矿体呈单斜产出,受较少断层破坏,且破坏较小,或较大的较简单宽缓的背(向)斜产出,矿体产状变化较小或较简单)	较复杂 (矿体受较多的断层或较小的背(向)斜影响而变得较复杂,矿体产状变化较大)	复杂 (矿体受许多断层或小的背(向)斜影响而变得复杂,矿体产状变化大)
矿床实例	应城三、四分矿、邵东石膏矿	大汶口、梁县龙门峡、灵石园家坡等石膏、硬石膏矿	太原西山圪塔沟、南京周村中卫小红山等石膏、硬石膏矿	天祝鲁家沟石膏、硬石膏矿

注：表中 V_m (厚度变化系数) =
$$\sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (M_i - \bar{M})^2}{(n-1)\bar{M}^2}} \times 100\%$$

V_c (含矿率变化系数) =
$$\sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (C_i - \bar{C})^2}{(n-1)\bar{C}^2}} \times 100\%$$

$\bar{M}_i$ (平均夹石率) =
$$\frac{\sum_{i=1}^n M_{ji}}{\sum_{i=1}^n M_i} \times 100\%$$

K (平均岩格率) =
$$\frac{\sum_{i=1}^n L_{kj}}{\sum_{i=1}^n M_i} \times 100\%$$

式中： M_i 、 C_i 、 M_{ji} 、 L_{kj} 分别为某一矿体的各工程中的厚度、含矿率、夹石厚度、岩格长度
 $\bar{M}$ 、 $\bar{C}$ 分别为某一矿体的平均厚度、平均含矿率。

n 为控制某一矿体的工程数。

12.2.22.2 石膏、硬石膏矿床勘探工程间距

石膏、硬石膏矿床勘探工程间距见表 1-12-126

石膏、硬石膏矿床勘探工程间距表

表 1-12-126

勘探类型	勘探工程间距 (m)			
	B 级		C 级	
	沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜
I	300~400	200~300	600~800	400~600
II	200~300	100~200	400~600	200~400
III	100~200	50~100	200~400	100~200
IV			100~200	50~100

12.2.22.3 石膏、硬石膏矿床各级储量比例要求

石膏、硬石膏矿床各级储量比例要求见表 1-12-127。

石膏、硬石膏矿床各级储量比例要求表

表 1-12-127

矿山建设规模		大型	中型	小型
一般需要探求的储量	B+C级储量(10^4 t)	>3000	3000~1000	<1000
	其中B级储量比例(%)	15~25	15~25	0~15

12.2.22.4 矿石中石膏及硬石膏含量计算

(1) 矿石中石膏、硬石膏的含量，一般是根据矿石中 H_2O^+ 、 SO_3 或 CaO 的含量，按

照当量定律制订的公式近似地计算出来的。然而,矿石中 H_2O^+ 、 SO_3 或 CaO 不仅来自石膏、硬石膏,也来自其它含 H_2O^+ 、 SO_3 或 CaO 的矿物,因此,首先应充分研究矿石的矿物组成,并据此制定出合理的计算公式。

(2)根据我国已知的石膏、硬石膏矿床资料,大多数矿石中都含有一定数量的白云石、方解石、而不含或极少含其它硫酸盐矿物,因此,在一般情况下,可根据 H_2O^+ 与 SO_3 的含量,计算矿石中石膏、硬石膏的含量,其计算公式如下:

$$CaSO_4 \cdot 2H_2O\% = 4.78H_2O^+\%$$

$$CaSO_4\% = 1.7(SO_3\% - 2.22H_2O^+\%)$$

$$= 1.7SO_3\% - 3.78H_2O^+\%$$

$$(CaSO_4 \cdot 2H_2O + CaSO_4)\% = 4.78H_2O^+\% + 1.7(SO_3\% - 2.22H_2O^+\%)$$

$$= 1.7SO_3\% + H_2O^+\%$$

此时,基本分析项目应相应地确定为 H_2O^+ 和 SO_3 。

(3)当矿石中白云石与方解石含量小于1%时,也可根据 H_2O^+ 、 CaO 计算矿石中石膏、硬石膏的含量,其结算法如下:

$$CaSO_4 \cdot 2H_2O\% = 4.78H_2O^+\%$$

$$CaSO_4 = 2.42(CaO\% - 1.56H_2O^+\%)$$

$$= 2.42CaO\% - 3.78H_2O^+\%$$

$$(CaSO_4 \cdot 2H_2O + CaSO_4)\% = 4.78H_2O^+\%$$

$$+ 2.42(CaO\% - 1.56H_2O^+\%)$$

$$= 2.42CaO - H_2O^+\%$$

此时,基本分析项目相应地应确定为 H_2O^+ 、 CaO

(4)若矿石中含有天青石、钙芒硝或芒硝等硫酸盐矿物以及白云石或方解石等碳酸盐矿物,其含量均大于1%时,则应从矿石的全 H_2O^+ 、全 SO_3 或全 CaO 中扣除这些矿物带入的 H_2O^+ 、 SO_3 或 CaO ,而后计算石膏、硬石膏的含量。在确定计算公式和基本分析项目时,应本着避繁就简,既能节省化验和计算工作量,又能更近似地计算矿石中石膏、硬石膏的含量。

12.2.23 云母矿

12.2.23.1 云母矿床类型

1. 云母矿床工业类型

根据成矿地质特征,我国具有工业意义的云母矿床类型见表1-12-128。

云母矿床工业类型表

表1-12-128

矿床类型	成矿地质特征	矿体形态	矿石矿物及结构构造特征	矿床价值	矿床实例
1	2	3	4	5	6
花岗伟晶岩型 白云母矿床	主要产于古老结晶基底的变质岩区和不同时代的地槽褶皱	脉状、板状、透镜状。	矿石矿物主要为石英、斜长石、钠长石和白云母;少	大、中、小型	陶岭泰、丹巴、土质

续表

矿床类型	成矿地质特征	矿体形态	矿石矿物及结构构造特征	矿床价值	矿床实例
1	2	3	4	5	6
花岗伟晶岩 型白云母 矿床	带的中间隆起带内, 并受这些地质构造单元中角闪岩相变质岩的控制。区域内常有花岗岩的侵入活动, 或混合岩化——花岗岩化作用较强烈。矿体就是含白云母的花岗伟晶岩。矿脉常呈群(组)出现	巢状、串珠状或不规则状等	矿石矿物及副矿物有黑云母、电气石、石榴石、磷灰石、绿柱石和榍石等。 结构主要为中粗粒结构、块体结构、石英云母交代集合体和钠长石——白云母交代集合体等。 构造主要为带状或斑杂状等		乌拉等云母矿
伟晶岩型 铁硅白云母 矿床	主要分布在大断裂带并有辉岩和角闪片岩产出的变质岩地区。含铁硅白云母伟晶岩脉产于辉岩、角闪片岩和片麻岩中, 或产在其接触带里。矿脉常成群(组)出现	脉状、透镜状、巢状等	矿石矿物主要为绿辉石、透辉石、角闪石和白云母。主要结构为粗粒、块体等	小型	东海云母矿
铁碳酸盐 砂卡岩型金 云母矿床	分布在太古代、元古代或古生代的各种片麻岩和结晶片岩里, 矿床常产于4~5级背斜的轴部或断裂带。区域内酸性火成岩发育, 有强烈的混合岩化、花岗岩化作用	脉状、透镜状等	矿物主要为透辉石、金云母、辉石等	小型	集安、大同户堡等云母矿

2. 白云母矿床勘探类型

我国白云母矿床的勘探类型初步划分详见表1-12-129。

白云母矿床勘探类型表

表1-12-129

勘探类型	矿化特征	矿体形态	矿体规模	矿床(体)实例
I	较均匀	较规则或局部有变化	大型	土质乌拉天皮山1号矿体
II	不均匀至极不均匀	较规则至不规则	大型	丹巴甘地551号矿体
	较均匀至不均匀	较规则	中型	丹巴甘地139号矿体
III		透镜体、串珠状、矿巢状、脉状	小型	
	极不均匀	不规则	中型	

12.2.23.2 白云母矿床勘探工程间距

白云母矿床勘探工程间距见表1-12-130。

白云母矿床勘探工程间距表

表 1-12-130

勘探类型	C 级储量地表 工程间距(m)	C 级储量深部坑探工程间距(m)		备 注
		沿 走 向	沿 倾 斜	
I	15~30	30	60	矿体深部勘探一般布 置 1~2 个中段为宜
II	15~30	15~20	30~50	
III	10	一般不进行深部工程控制		

12.2.23.3 白云母矿床各级储量比例要求

需经深部勘探的矿体 C 级储量比例,按矿体的勘探类型要求为:第 I 类型一般不少于 50%;第 II 类型一般不少于 30%;第 III 类型一般不作规定。

12.2.23.4 评价白云母矿床勘探程度应注意的问题

(1) 白云母矿床勘探手段选择应注意:地表揭露根据地形、地质条件和浮土掩盖情况,可分别采用槽探、井探或坑探;深部勘探一般应以坑探为主,钻探为辅。

(2) 白云母矿区在进行地表揭露的基础上,对预期工业原料云母储量 200t 以上的矿体,一般都应进行深部勘探工作;对小于 200t 的中、小型矿体应以地表勘探为主,并适当选择成矿条件较好或有代表性的矿体,进行深部检查或勘探,以了解其赋存规律,并作为此类矿床推算储量深度的地质依据。

12.2.24 石 棉 矿

12.2.24.1 石棉矿床类型

1. 石棉矿床工业类型

石棉矿床工业类型见表 1-12-131。

蛇纹石石棉矿床工业类型表

表 1-12-131

矿床工业类型	成矿地质特征	矿体形态、规模	矿石矿物及结构构造特征	矿床价值	矿床实例
超基性岩型	石棉产于超基性岩蚀变而成的蛇纹岩中,系由超基性岩受后期含二氧化硅热液蚀变而形成的	矿体多呈厚大的似层状、透镜状、规模一般较大,走向延长数百米至数千米,厚度数十米至数百米,延伸数百米,矿体倾角较陡	石棉棉脉类型以纵纤维网状脉和横纤维网状脉为主。具块状构造、纤维状结构	工业价值大,为主要矿床类型之一,多为大型矿床	新疆、茫崖、大安石棉矿
碳酸盐岩型	石棉产于含镁的较古老的碳酸盐岩,经酸性岩浆岩的侵入接触变质而成的蛇纹岩中	矿体多呈薄层状、似层状,规模一般较小,厚度数米至数十米,沿走向长数十米至数百米,最长可达数千米,产状与围岩产状一致	石棉均为横纤维,以复式脉和单式脉为主。具纤维状结构、块状构造	工业价值较大,为主要矿床类型之一,多为中、小型矿床	金州、沐阳、朝阳、方山等石棉矿

2. 石棉矿床勘探类型

石棉矿床勘探类型是根据矿体规模、形态、品位和厚度变化情况、矿化连续性等因素进行划分的, 由于超基性岩型与碳酸盐岩型两类矿床的地质条件不同, 故分别划定其勘探类型, 见表 1-12-132。

石棉矿床勘探类型表

表 1-12-132

勘探类型	主要矿体规模	矿体形态	厚度稳定程度	主要组分分布均匀程度	矿床实例
超基性岩型	I 规模巨大	形状较简单~比较复杂	矿化连续	品位变化均匀~较均匀	茫崖、四川、新疆等石棉矿
	II 规模大	形状比较复杂~复杂	矿化连续性较好	品位变化不均匀	彭县石棉矿
	III 规模小~中等	形状复杂	矿化连续性差	品位变化不均匀~极不均匀	
碳酸盐岩型	I 规模大	形状简单	厚度变化小、矿化连续	品位变化均匀	金州石棉矿
	II 规模大~较大	形状简单	厚度变化小~较大, 矿化连续性差~很差	品位变化较均匀~不均匀	涿源石棉矿
	III 规模小~中等	形状简单~较复杂	厚度变化小~较大, 矿化连续性差~很差	品位变化不均匀	新阳石棉矿

12.2.24.2 石棉矿床勘探工程间距

根据勘探矿区的实际工程间距及初步验证对比资料, 石棉矿床较合理的勘探工程间距见表 1-12-133。

石棉矿床勘探工程间距实例表

表 1-12-133

勘探类型	勘探工程间距 (m)						矿床实例
	B 级		C 级		D 级		
	沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜	沿走向	沿倾斜	
I	100	50~100	200	100~200	400	200~400	四川、金州石棉矿
II	50	50	100	100	200	200	
III	—	—	50~100	50	100~200	100	

12.2.24.3 石棉矿床各级储量比例要求

根据两个石棉矿床的实际及初步验证对比资料, 其各级储量比例要求实例如下:

四川石棉矿: B级10~15%, C级55~65%, D级20~30%。

金州石棉矿: B级5~15%, C级40~60%, D级25~55%。

12.2.24.4 评价石棉矿床勘探程度应注意的问题

(1) 纵纤维稀网状脉矿床及矿化极不均匀的矿床, 用坑探为主要手段, 钻探仅用于了解矿体延伸情况, 矿心样品不能作储量计算依据。

(2) 横纤维单式脉、平行式石棉矿、密集的横纤维网状脉, 用岩心钻探或配合坑探为主要勘探手段, 矿心样品可作为储量计算依据, 但应基本无选择性磨损, 钻探穿过矿层的最小直径应为110mm, 矿心样段最低采取率为80%。

12.2.25 金 刚 石 矿

12.2.25.1 金刚石矿床类型

1. 金刚石原生矿床类型

目前已知有工业价值的金刚石原生矿床, 只有金伯利岩一个类型。根据金伯利岩矿体的产出形态特点等因素, 可分为岩管型金伯利岩中的金刚石矿床和岩脉型金伯利岩中的金刚石矿床, 其类型特征见表1-12-134。

金 刚 石 原 生 矿 床 类 型 表

表 1-12-134

矿床类型		成矿地质特征	矿体形态	矿体规模	矿石类型	矿床价值	矿床实例
金伯利岩中的金 刚石矿床	岩管型	分布在大断裂构造的次级断裂中, 沿几组断裂交会部位产出, 往往成群出现	漏斗状、筒状、柱状	地表面积大于300m ² , 延伸几百米。属大、中型矿床	金伯利角砾岩和斑状金伯利岩为主, 也有金伯利凝灰岩	主要工业矿床	胜利一号岩管、辽宁42、50号岩管
	岩脉型	分布在大断裂构造的次级断裂中, 一般沿断裂成群产出, 组成平行状、雁行状的岩脉带	脉状、扁豆状、透镜状	厚度几十公分至一米左右, 长度几十米至几百米。 属中、小型矿床	斑状金伯利岩和细粒金伯利岩	具有工业价值矿床	红旗一号岩脉

2. 金刚石矿床勘探类型

根据金刚石原生矿地质勘探工作实际和矿床实例, 勘探类型划分参见表1-12-135。

金刚石原生矿床勘探类型表

表 1-12-135

勘探类型	矿体形态及规模	矿床实例
I	大型岩管 岩管地表面积10000~50000m ²	
II	中型岩管 岩管地表面积3000~10000m ²	胜利一号岩管 辽宁42号岩管
III	小型岩管 岩管地表面积小于3000m ²	辽宁50号岩管 红旗7号岩管
IV	大、中型岩脉, 岩脉走向延伸较大, 矿化较连续, 品位较富, 无断裂破坏或破坏太大	红旗一号岩脉
V	小型岩脉, 和具一定规模但品位较贫或矿化不连续的脉状矿体。	

12.2.25.2 金刚石矿床勘探工程间距

我国原生金刚石矿床采用的勘探工程间距实例见表 1-12-136。

金刚石原生矿床勘探工程间距实例表

表 1-12-136

矿床实例	勘 探 工 程 间 距 (m)						勘探手段
	B 级		C 级		D 级		
	勘探线距 (穿脉)	工 程 距 (中段高)	勘探线距 (穿脉)	工 程 距 (中段高)	勘探线距 (穿脉)	工 程 距 (中段高)	
胜利一号岩管	20	20	20	20			浅 井
	20	50	20	100	20~40	150~200	钻 探
辽宁50号岩管	40	40	40	40			浅 井
	40~80	80					坑 道
			40	80~160			钻 探
辽宁42号岩管	40	20~40					浅 井
	40	100					坑 道
			40	100	80~40	250	钻 探
红旗一号岩管	20		20~40				探槽或浅井
	(沿脉)	一中段: 50 二中段: 40	(沿脉)	80			坑 探
			160	80	160	80	钻 探

12.2.25.3 金刚石矿床各级储量比例要求

目前我国原生金刚石矿床勘探尚无规范可循, 现根据各矿床勘探工作实践经验, 各级储量比例要求参见表 1-12-137。

金刚石原生矿床各级储量比例要求表

表 1-12-137

各级储量比例	勘 探 类 型			
	I	II	III	IV
B+C级占B+C+D级(%)	≥70	≥70	≥50	≥30
B级占B+C级(%)	20~25	15~20	0~15	—

12.2.25.4 评价金刚石矿床勘探程度应注意的问题

必须注意单个选矿样品合理体积的确定。矿石中金刚石的含量(品位)是根据样品选矿所获得金刚石的重量确定的。一般样品体积愈大, 代表性愈强, 但体积过大会造成人

力、物力的浪费；样品体积过小又无代表性，因此，正确确定单个选矿样品的合理体积是很重要的。金刚石在原生矿床中，各粒级的颗数和重量具有一定的比例关系，但在单个样品中不可能按比例取到各粒级的金刚石。根据已勘探矿区所有样品的统计资料表明，一般选获一颗-4+2mm的金刚石，同时能获得比它小的金刚石若干颗，它们占矿体中的金刚石一组粒级的总颗数或总重量85%以上，其品位变化幅度则基本趋于稳定。因此，以获取一颗-4+2mm的金刚石所需的矿石体积，作为单个选矿样品的合理体积，对评价矿体的金刚石含量和质量具有较好的代表性。

单个选矿样品合理体积是用平均体积法计算的，在具有代表性的选矿大样中所获取的-4+2mm的金刚石颗数去除选矿大样体积。即：

$$V = \frac{V_1}{n} \quad (1-12-1)$$

式中 V ——单个选矿样品合理体积， m^3 ；

V_1 ——大样体积（一般数为5~10）， m^3 ；

n ——大样中选获的-4+2mm的金刚石颗数。

12.2.26 宝石矿

12.2.26.1 宝石矿床类型

1. 宝石矿床成因类型

宝石矿床成因类型见表1-12-138。

宝石矿床成因类型表

表1-12-138

成因类型		建造类型	简明地质特征	宝(玉、饰)石种类	矿床价值
1	2	3	4	5	6
内生矿床	岩浆型	金伯利岩	呈筒状产出，直径几米~几百米，深部过渡为岩墙	金刚石，镁铝榴石、黄橄榴石，铬石	金刚石和镁铝榴石的主要来源
		基性喷发岩	属碱性玄武岩类型，宝石主要见于次火山相岩颈和岩颈相岩墙中，也见于喷发中心附近熔岩岩被中	蓝寶石，铬石，黄橄榴石，独山玉	蓝寶石，铬石工业砂矿源岩
		酸性喷发岩	为碧玉状石英斑岩和霏细岩以及酸性火山玻璃—黑曜岩，流纹岩。为隐晶质霏细结构，宝石一般产在熔岩流的下部和上部	黑曜石，月光石，碧玉状霏细岩和浮石凝灰岩，黄榴石，黄玉	黑曜石的主要来源
		辉长—斜长岩	一般为深成基性杂岩体，为深部岩浆产物	拉长石	虹彩拉长石主要来源

续表

成因类型		建造类型	简明地质特征	宝(玉、饰)石种类	矿床价值
1	2	3	4	5	6
内生	伟晶岩型	白云母伟晶岩和稀有金属伟晶岩	脉状,似脉状、似岩墙状,厚一般为0.5至数十米,长10~数百米,主要矿物石英、云母、长石。宝石多富集在脉体“膨胀”部位的晶洞与空囊中。宝石具有一定的成矿专属性性和矿物共生组合特点。如黄玉—海蓝宝石—水晶—碧玺—紫锂辉石—石榴石—晶洞花岗伟晶岩,无色水晶—烟晶—发晶—紫晶—黄晶—海蓝宝石—空囊伟晶岩	天河石、虹彩长石、文象伟晶岩	天河石和虹彩长石的主要来源
		稀有金属伟晶岩		海蓝宝石,绿宝石,各色碧玺,芙蓉石,子牙乌,小文象石	海蓝宝石,小文象石主要来源,稀有金属矿床各种产品
		晶洞伟晶岩		绿宝石,黄玉,碧玺,子牙乌,墨晶、丁香紫,紫锂辉石,水晶	绿宝石,碧玺,黄玉,丁香紫,紫锂辉石的主要来源
		空囊伟晶岩		无色水晶,烟晶,发晶,紫晶,黄晶,软水紫晶,海蓝宝石,托帕石	水晶,托帕石,黄晶的主要来源
	热液交代型	变花岗岩—云英岩	在交代起主导作用情况下,由岩浆期后气—液态溶液形成。在花岗岩体内部发育有云英岩型变花岗岩矿床,宝石主要产在孔洞中。砂卡岩型矿床在接触带上经交代作用形成,宝石主要产在镁质砂卡岩中,矿体呈巢状、细脉状、透镜状,变超基性交代岩是由纯橄岩、橄辉岩和其它超基性岩被交代而产生的各种成份交代岩,矿体呈似脉状、透镜状产出,宝石一般产在接触带上	绿宝石	绿宝石,水胆绿宝石主要来源
		砂卡岩		红宝石,尖晶石,钙铝榴石,桂榴石,青金石	青金石和尖晶石主要来源,红宝石和尖晶石工业矿的源岩
		变超基性交代岩		祖母绿,变石,红宝石,翡翠,软玉,黄橄辉石,铬透辉石,翠榴石	变石、翡翠、软玉、翠榴石、铬透辉石主要来源;祖母绿,黄橄辉石重要来源
	热液型	深成型	主要为含水晶的石英脉,产在片理化带和裂隙中,水晶多产在孔洞中,形成温度200℃~350℃	水晶,紫晶	水晶、紫晶的主要来源
		火山期后型	主要分布在熔岩被中,热液蚀变带延伸数百米,玛瑙充填在熔岩的原生气孔、裂隙交会和膨胀处的孔洞里	玛瑙,紫晶,欧泊,碧玉	宝石级玛瑙的唯一来源,紫晶的重要来源
		低温热液型	矿区无或少有中—新代火山岩,宝石形成温度较低(180℃左右),筒状大理岩呈层状或在溶洞里呈泉华、钟乳和石笋状。祖母绿产在方解石质和细长石英脉和细脉中	祖母绿,绿玛瑙,赤铁矿—血滴石	筒状大理岩主要来源,祖母绿、赤铁矿—血滴石重要来源
		变质成因型	形成于深部外力变质沸石相—绿片岩相区域变质条件,成矿温度120℃~450°	蔷薇辉石,硅化木,碧玉	蔷薇辉石、碧玉、硅化木的主要来源

续表

成因类型		建造类型	简明地质特征	宝(玉、饰)石种类	矿床价值
1	2	3	4	5	6
内生矿床	变质成因型	中温和高温变质相	为绿帘石—角闪岩相, 角闪岩相和麻粒岩相区域变质条件产物, 形成温度450℃~850℃	铁铝榴石、红宝石、蓝宝石、腕石	铁铝榴石重要来源, 铁铝榴石、月光石砂矿源岩
外生矿床	成岩型	生物成因—沉积型	在成岩过程中, 疏松沉积物中的植物残体石化, 使木质和树脂变为煤玉和琥珀, 矿床多产于煤系中	煤玉、琥珀	煤玉主要来源, 琥珀砂矿源岩
	风化壳型	残余型, 渗透型	沉积岩, 酸性喷出岩, 超基性岩体, 在形成线性和面性风化壳过程中, 可直接形成宝石的次生富集	欧泊、绿松石、绿玉髓、蛋白石、孔雀石	欧泊、绿松石、绿玉髓、蛋白石的主要来源
	砂矿型	残积砂矿和残积—坡积砂矿	分布于分水岭夷平面式缓坡, 可采层为风化壳粘土、亚粘土、含碎石和基岩碎屑, 在漂岩表面及斜坡附近形成	耐风化宝、玉石品种	大多数宝、玉石重要来源
		坡积—冲积砂矿	分布于小河上游, 宽谷, 狭谷, 可采层为不同粒度的砂, 含稳定矿物碎屑和卵石	耐风化宝、玉石品种	水晶、绿宝石、黄玉和碧玺的重要来源
		冲积砂矿	地貌位置为大河河谷, 在河谷、阶地、河床和河滩形成	耐风化宝、玉石品种	红宝石、蓝宝石、石榴石、尖晶石、锆石等, 玛瑙、软玉、硬玉、翡翠最主要来源
		海相砂矿	地貌为河流三角洲, 泻湖、滨海沙滩, 产于卵石砂质沉积物中	琥珀、金刚石、石榴石	琥珀最主要来源
		古砾岩	可为区域变质或松散的, 产于各种地貌位置	软玉、硬玉、玛瑙、金刚石	玛瑙、软玉冲积砂矿的重要中间聚集层

2. 宝石矿床勘探类型

宝石矿床勘探类型见表1-12-139。

宝石矿床勘探类型表

表1-12-139

矿床特征	勘探类型		
	I	I	II
宝石分布	巢状, 极不均匀, 不连续	浸染状、不均匀, 有富集地段	致密的、不连续和连续的
赋存形态	孤立的矿化孔洞	斑晶、细脉、杏仁体和其它小的孤立体	巨大的孤立体、组成全部或局部矿化体

续表

矿床特征	勘 探 类 型		
	I	I	II
矿体形态	脉、脉带、矿化破碎带、矿株	脉、岩墙、岩筒、透镜体、似层状矿体	脉、透镜体、似板状体矿株
质量变化	大	极大	弱
取样手段	垂直矿体走向的探槽和露天坑道、薄矿体采用沿走向带岔子的平巷。勘探—开发坑道	垂直矿体走向的探槽和探沟、带岔子的平巷、钻孔，勘探与开采坑道	探槽和探沟、钻孔、带岔子的浅井
块段圈定方法	零点边界线和按直接和间接标志确定的内部边界线	按直接矿化标志确定的内部边界线	零点边界线或按合乎规格的原料样品确定的内部边界线
宝石种类	水晶、紫水晶、黄玉、绿柱石、电气石、黄铁矿等	祖母绿、红宝石、蓝宝石、金刚石、石榴石、尖晶石、黄微晶石、绿松石、玛瑙、宝玉石砂矿	软玉、硬玉、蔷薇辉石、黑曜岩、脉状大理岩、碧玉等
成因类型实例	伟晶岩、云英岩和热液脉型矿床	金伯利岩筒、风化石、喷发岩岩被、砂卡岩化带、斜长岩、交代岩岩脉、岩带	软玉、硬玉、蔷薇辉石脉和透镜体、黑曜岩、碧玉、碧玉、脉状大理岩等似层状体和岩株

12.2.26.2 宝石矿床勘探工程间距

根据宝石矿床探采情况，苏联宝石矿床勘探工程间距见表1-12-140，供参考。

宝石矿床勘探工程间距参考表

表1-12-140

成因大类	勘探类型	勘探手段	勘探工程间距 (m)	备 注
内生矿床	I	槽 探	10~20	
		探 沟	30~50	沿矿体走向或倾向布置
		钻 探	20~40×25~50	富集带20×25m
		穿 脉	15~20	
		中段高	20~25	
	II	槽 探	10~30	
		探 沟	10~30	沿矿体走向或倾向布置
		穿 脉	10~30	
		中段高	<30	
		钻 探	大型120~80×120~40	含祖母绿脉带，5(线距)×25~30(孔距)m
			小型60~30×60~15	
			接脉带60~30×10~20	
	III	槽 探	40~50	
		钻 探	深度为20~50	少数钻孔，追索倾向

续表

成因大类	勘探类型	勘探手段	勘探工程间距 (m)	备 注
外生矿床	残积— 坡积— 冲积 砂矿	槽 探	100~50	必要时可加密到25m
		钻 探	100~200×20~30	
		浅 井	100~200×10~30	
	海滨砂矿	钻 探	200×200	埋藏浅用浅井

注：摘自《宝石和玉石矿床普查与评价》。

12.2.26.3 宝石矿床各级储量比例要求

宝石矿床的储量级别一般只能求到C级和D级储量。

I类型矿床经大量山地工程和钻孔勘探后，必须进行试验性开发和开发勘探，在两个层位上取全巷样品，或在已勘探的地段开采过5~25%时，平均品位、品级、出材率才能较可靠的确定，从而计算C级储量。如水晶必须开采5~10%，而晶洞伟晶岩型矿床（绿柱石，黄玉等矿）至少开采25%以后，宝石的平均含量才能最后确定。

I类型矿床必须进行试验性开发工作，一般在采完已勘探块段的5~10%左右，或根据合并的系统全巷样品，才能确定宝石的含量，品级和出材率，而可能计算C级储量。

II类型矿床要确定宝石质量和合格的饰石出材率，一般需要经过大体积（50~100m³）全巷样品验证或经过试采。这些资料对矿床开采设计是必不可少的。III类型矿床一般可求得C级储量或B级储量。

12.2.26.4 评价宝石矿床勘探程度应注意的问题

(1) 宝石矿床勘探程序与一般矿床有所差别，分为普查、评价、详查、试验性开发、补充勘探，开发勘探五个阶段。最重要的是评价阶段，该阶段决定是否有合格宝石原料，并查明矿化的大致规模，矿床勘探和开发实际上是同时进行的，并往往延续到矿床全部采完。

在评价工作阶段采用探槽、浅井、探沟、坑道，钻探和物探等手段，初步圈定和揭露矿体，采取全巷样品，大致确定宝石原料质量，查明矿化的大致规模。论证进行勘探工作的合理性。

详查阶段的勘探手段与评价阶段相同，进一步查明矿体轮廓，系统进行全巷取样，初步确定宝石含量和质量，对矿体进行初步工业评价，计算D级储量。

试验性开发和补充勘探采用露天坑、探沟、地下坑道、岩心钻探等手段，进行试验性开采，进一步查明宝石平均含量，确定宝石品级，研究矿床深部地质情况，对矿床进行工业评价。计算C级和D级宝石储量。作出矿床开发和矿山建设合理性的技术经济论证。

开发勘探采用开发坑道、岩心钻探手段，查明大块段中的可采地段，进一步查明矿体轮廓，核实宝石储量，决定开采方向，进行矿物原料季度和年度产量计划论证。

(2) 要注意发现和利用新的宝石品种。近几年来，不少以往未被当作宝石的矿物或岩

石已进入畅销宝石之列,如坦桑石就是其中的一例。1960年坦桑尼亚发现了蓝至青莲色透明黝帘石,外观美丽,人们注意到可与蓝宝石比美,取名坦桑石,并广为宣传,从此身价大增,供不应求,成为十分畅销的中高档宝石。

(3)当发现宝玉石矿物和岩石时,在评价中应注意挑选其中色泽艳丽,通透晶莹,质地完美者送工艺部门进行加工,试琢,试雕,这在评价中是很重要的。

(4)在综合勘探伴(共)生宝石矿床时,要求采矿工艺在富含宝石地段不使用爆炸物。选矿工艺要增添设备回收宝石,但增加选矿流程必须做技术经济核算,以论证回收副产宝石的合理性。

(5)独立的宝石矿床极为罕见,大多数宝石矿床常同其它矿床共(伴)生。如新疆白云母和稀有金属伟晶岩型矿床是我国海兰宝石、碧玺、子牙乌、黄玉、紫锂辉石等宝石的重要类型。大量孔雀石采自矽卡岩型铜铁矿床和层状钴铜矿床,金和铂的砂矿中常伴生有红宝石,蓝宝石,石榴石和饰用石榴石等。

为回收伴(共)生宝石,必须查明它们的分布质量、品级以及在矿石、围岩和尾矿中的平均含量,按宝石勘探原则、方法作出评价,以计算宝石储量。

12.2.27 大理石矿

12.2.27.1 大理石矿床类型

1.大理石矿床成因类型

大理石矿床可分为沉积、变质及火成三种成因类型,详见表1-12-141。

大理石矿床成因类型表

表1-12-141

类 型	特 征	产 地 及 品 种
1	2	3
沉 积 型	为达到大理石标准要求石灰岩和白云岩。具有一定层位,多数规模较稳定	北京获鹿的紫豆瓣(紫红色竹叶状石灰岩);北京昌平的金玉(黄色或浅绿色泥质条带石灰岩);北京房山的螺丝转(灰色白云岩);杭州的杭灰(灰色石灰岩)
变 质 型	区域变质	一般规模较大,层位稳定,是大理石矿床的最主要类型。有时有火成岩接触变质作用的叠加,造成花纹及色泽变化较大
	接触变质	北京房山的汉白玉(乳白色白云质大理岩);掖县的雪花白(乳白色白云质大理岩);大理的云花(浅灰色大理岩);掖县的莱阳绿(绿色蛇纹石大理岩)
	接触交代	原为不同时期的石灰岩,因受岩浆岩侵入遭受热力变质作用而形成的大理石矿床。矿体呈层状,规模较大,花纹品种变化较大。是较重要的大理石矿床
火 成 型	广义的大理石矿床,实属火成岩与碳酸盐岩接触交代而形成的大理岩。矿体不稳定	内蒙古的彩云玉(浅灰白色大理岩);宜兴的碧甸(乳白色大理岩);巴特乌兰的巴特乌兰(肉红色大理岩)
	呈岩体、似层状及脉状。不具有工业意义,仅有局部地方民工开采	丹东的丹东绿(蛇纹石化橄榄石砂卡岩)
		乌盟的晶红和红雪花(肉红色含绿透辉石方解石脉)

2. 大理石矿床勘探类型

大理石矿床勘探类型一般划分为三个类型, 见表 1-12-142。

大理石矿床勘探类型表

表 1-12-142

勘探类型	特 征	实 例
1	2	3
I	矿层厚度较大, 沿走向或倾向变化稳定, 大理石品种单一, 不含或少量夹层, 不含包裹体和游离二氧化硅, 加工性能好, 地质构造简单, 岩浆岩和岩溶不发育	沉积成因的虎贲; 区域变质的雪花白、汉白玉(部分)及蜀白玉; 区域变质或接触变质的奶油、咖啡等
II	矿床地质构造中等复杂, 大理石具有颜色或花纹变化, 或矿石质量、矿层厚度有变化, 矿层中有包体或游离硅, 或断裂、岩溶较发育, 以上诸因素中占有三项可称为 II 类型	沉积成因的紫豆瓣及墨玉; 区域变质成因的汉白玉(部分); 青山绿、云灰; 接触变质成因的雪花、晶灰、白玉等
III	II 类型中所列因素占有三项以上者或颜色、花纹变化较大的	大理的彩花; 大冶的锦黄; 铁山的秋景; 下陆的化雨; 云浮的云花; 丹东的丹东绿等

12.2.27.2 大理石矿床勘探工程间距

目前我国尚无大理石矿地质勘探规范, 根据实际经验, 大理石矿床的工程间距可参考表 1-12-143 及表 1-12-144。

大理石矿床勘探工程间距表

表 1-12-143

勘探类型	勘探工程间距(m)	备 注
I	200~400	
II	100~200	
III	50~100	

我国部分大理石矿床地质特征及勘探工程间距表

表 1-12-144

矿床实例	成因类型	矿体规模(m)		色泽和花纹变化	地质构造	夹层	勘探工程	工程间距(m)	
		长	厚					B	C
石龙山	沉积型灰岩	1600(层状)	117(控制厚) 较稳定	较稳定	较简单	无	槽(主矿层沿走向) 槽(次矿层沿走向) 钻(沿走向)	110~180 220	110~180 240~330
耳屯山	沉积型黄 礁灰岩	1000	20~40	沿走向及 倾向颜色有 深浅变化	中 等	三层 连续	槽(沿走向) 钻(沿走向) 钻(沿倾斜)	112~141 112~141 <109	112~141
点苍山 小岭峰 雪人峰	区域变质 型大理岩	2200 (层状)	12.5~93.5	较稳定	简 单	较多 连续	钻(沿走向) 钻(沿倾斜)	125~132 100	160~168 160

续表

矿床实例	成因类型	矿体规模(m)		色泽和花纹变化	地质构造	夹层	勘探工程	工程间距(m)	
		长	厚					B	C
黄山后	区域变质型大理岩	2650	182	较稳定	较简单	岩脉发育	槽(沿走向)		95~209
二道沟	混合岩化蛇纹石化镁橄榄石砂卡岩	40~290	最薄2~5	不稳定	较复杂		钻(沿走向)		40~50
		扁豆状透镜体	最厚16~65				钻(沿倾斜)		35~50

第 二 篇

矿 山 岩 石 力 学

第一章 岩石力学基础

编写单位 北京有色冶金设计研究总院
长沙黑色冶金矿山设计研究院

编写人 黄启庚 田治友 何信光
张素兰 贾魁武 徐京苑
曾宪启 于润沧 叶学科

1.1 岩石力学

本篇所涉及的范围是矿山岩石力学,它是研究有关在矿山原岩应力场和开挖扰动过的矿山应力场中,矿山岩体(矿体和围岩)、矿山工程(巷道、硐室和采场)及结构物(支护、矿柱等)强度、稳定性与变形的科学。这里所指的变形,不仅涉及弹性问题、塑性问题、流变问题,而且也涉及岩石变形出现断裂以后的问题。

矿山岩石力学是采矿科学的基础,它应用固体物理学、塑性理论、渗透理论、流变学以及地质科学、地球化学等各种学科的成就,力图创造出合理的方法,掌握矿体和围岩的应力应变规律;控制矿山压力和暴露面的稳定性及可崩性;同时研究岩石和岩体性状的定量指标,制定矿山岩石或岩体的稳定性分类,为建立采矿工艺参数的工程计算方法提供基础。

过去,由于缺乏矿山岩石力学方面的知识或必要的工作,不少矿山曾经发生过灾难性的事故,造成了人员伤亡和重大经济损失。相反,人们依靠矿山岩石力学的指导,在“三下”开采、线性岩爆方面,在扩大矿块崩落法的应用范围等领域中,已取得了可喜的成就。因此可以认为,岩石力学的出现,特别是与电子计算机的应用相结合,完善了采矿理论和工艺原理,也完善了各种岩体工程的工艺理论。矿山的开拓、采准系统、采矿工艺、开采顺序、大断面巷道硐室的开挖步骤、露天矿边坡的稳定等等,都有可能根据岩石力学理论和研究成果进行设计与施工,为逐步改变过去单凭经验和工程类比法进行采矿设计的做法创造了条件。所以,应当大力发展岩石力学的工作,以便能在采矿设计和施工之前,提供比较准确的数据,使采矿设计水平大大提高一步。

1.1.1 岩石力学发展的基本状况

岩石力学尚属新发展起来的学科,其理论基础还十分不完善,学派也很多,采矿设计人员了解它的发展概况及国内外主要学派的基本观点,可以在应用时有所选择和判断。

本世纪20年代,当人们开始计算支架上的压力时,认为支架承受的压力等于上覆岩层的自重 γH , γ 和 H 分别表示岩石的容重和覆盖层厚度。这种理论称为古典地压理论。作为代表的有A·Haim、Rankine和Лунук,不同之处是他们对地层的侧压系数(λ)的理解

不同。A·Haim认为 $\lambda = 1$, Rankine认为 $\lambda = \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right)$, 而Дунук根据弹性理论认为 $\lambda = \frac{\mu}{1-\mu}$, 其中 μ, φ 分别代表岩石的泊松比和内摩擦角。由于当时地下工程深度不大, 因而曾一度认为这些理论是正确的。

随着开挖深度的不断增加, 日益发现古典地压理论不符合实际情况。于是又出现了塌落拱散体地压理论。这类理论认为, 巷道处于地表以下一定深度之后, 作用在支护结构上的压力, 不是上覆岩层自重, 而是围岩塌落拱内松动岩体的自重。可以作为代表的有Terzahi和Протоцвяконов。他们的共同观点认为塌落拱的高度与地下工程跨度有关, 而巷道维护的主要方法是支撑围岩防止冒落。运用结构力学理论设计巷道支护, 以维护围岩的稳定。其主要课题是确定载荷形式和载荷数量。自50年代开始, 我国不少设计单位, 都采用过甚至现在仍有人采用着类似的理论。

但是随着岩石力学的发展, 人们已经认识到:

围岩与支护之间, 不完全是一个载荷与结构体之间的关系问题, 很多围岩体本身就是围岩与支护共同作用的承载结构体。

塌落拱内的岩体自重并不是支护上压力的唯一来源。

搬用地面结构计算方法的力学模型, 其衬砌与工作状态不符合实际情况。

该理论产生这些缺陷的根本原因, 在于忽视了原岩应力场的存在和开挖所引起的周围岩体应力的变化。

连续介质理论的应用, 把围岩变形破坏规律提高到物质的基本力学特性来认识。岩体中普遍存在着这样和那样的节理和不连续面, 但就总体力学特性而言, 仍不失其弹性、塑性和粘性的基本性质。连续介质的理论是以围岩应力变形分析的方法, 代替上述各种理论的极限平衡分析方法, 去认识围岩稳定规律。这是分析方法中的重要发展。

奥地利的Jasef、Stini和Muller等, 不断发展了用地质力学的观点来研究工程地质与岩石力学的思想, 形成了奥地利学派, 并于1962年10月在Salzburg成立了“国际岩石力学学会”。奥地利学派的学术观点与我国工程地质和岩石力学界的某些观点颇多相似之处。其主要贡献之一, 就是认识到原位岩体变形和强度方面的不连续性, 具有头等重要的意义。其基本观点是:

- (1) 岩体是各向异性的不连续体, 不连续面将岩体分割为岩块;
- (2) 岩体强度等于其残余强度, 残余强度取决于岩块啮合(镶嵌)程度;
- (3) 岩体变形主要是由于岩块移动, 而不是岩块基质的变形;
- (4) 主张唯有通过现场原位测定, 才能获取岩体的真实特性, 否定小岩块试验。

岩体工程地质力学体现了地质学和力学的结合。以谷德振教授为首的中国科学院地质研究所的专家们, 进一步发展了岩体结构的概念, 强调了“地质体结构对稳定性的控制作用”。并根据岩性和地应力条件, 将岩体划分为四种力学介质; 提出岩体力学系由块裂介质力学、板裂介质力学、碎裂介质力学及连续介质力学四个部分组成的理论。

直到今天, 工程类比法仍然在采矿设计中占着主导地位。但是随着采矿技术的发展, 岩石力学的发展, 这种以经验为基础的方法, 在内容上也发生了很大的变化。过去只能按综合概念作类比, 今天则可按矿岩的各项指标作类比; 过去把岩石介质视为均质的各向同性的, 今天已经可以考虑非均质及各向异性了; 过去视岩体为连续介质, 今天则可作非连

续介质处理,甚至考虑不同的物理效应和化学效应等等。在实际工作中,既要看到工程类比法的局限性,又要根据设计对象的复杂程度,采用不同的设计方法。

采矿和各种岩石工程的对象是十分复杂的,如介质的性质,力学参数的试验方法和标准,取样的代表性,试验技术,环境条件等,都十分复杂。因此,参数本身都带有若干随机性和模糊性,特别是工程本身的复杂和计算方法处理上的差异,也都包含着若干不定因素和模糊性。所以不能把采矿问题都视为必然现象。它既包含有随机现象,也包含有模糊现象。对电子计算机计算结果,不能从必然现象概念出发,认为必须十分准确才是可信的,否则就一概否定。在许多不定因素条件下的工程计算中,企图强调几个参数的精度来否定其计算结果,本身就脱离了科学。应当用有变化的观点来解决有变化的问题。采矿的对象与工程的性质决定了进行计算时,单纯追求绝对数值,而忽视相对结果的科学分析是不可能很好解决生产实际问题的。所以“定量计算,定性使用”的提法,是有一定道理的①。

1.1.2 各设计阶段的岩石力学工作

1.1.2.1 可行性研究阶段

在矿山开发的可行性研究阶段,要确定开采方式。这一阶段的矿山岩石力学工作,主要是为确定露天矿边坡的几何形状,地下矿井井巷工程位置及采矿方法等提供工程地质论证,以避免不必要的风险和作出正确的决策。

在可行性研究阶段,由于时间和资金的限制,往往难以获得比较详尽的工程地质资料。因此,重点是作好初测和判断工作,提出初步报告。其工作框图如下:

在无岩心和巷道或岩心、巷道代表性不足的情况下,如果作矿岩可崩性评价,必须进行必要的钻探。

1.1.2.2 矿山设计阶段

在这个阶段,矿山岩石力学的主要工作是修正和补充可行性研究阶段的资料,验证可行性评价中所作的假定,为设计和计算提供比较可靠的科学依据。为此,需要按照矿山地质条件的复杂程度及矿山工程的重要性,投入一定的勘探和野外测绘工作,并进行岩体稳定性和工程最优化的计算和分析,以及经济效益的风险分析。

下面所介绍的设计工作流程框图,包含了较全面的工作,并不要求每一个矿山的设计都必须完成框图中的全部工作,设计者可根据具体情况选择其中的有关部分。工作深度往往也取决于时间和经费,很难千篇一律。

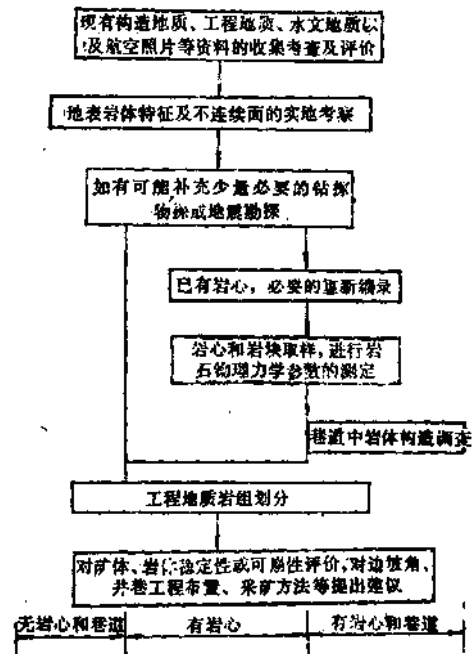


图2-1-1 可行性研究阶段岩石力学工作流程框图

①于学敏教授,《岩石力学新论及其在采矿和地下工程中的应用》,1985年。

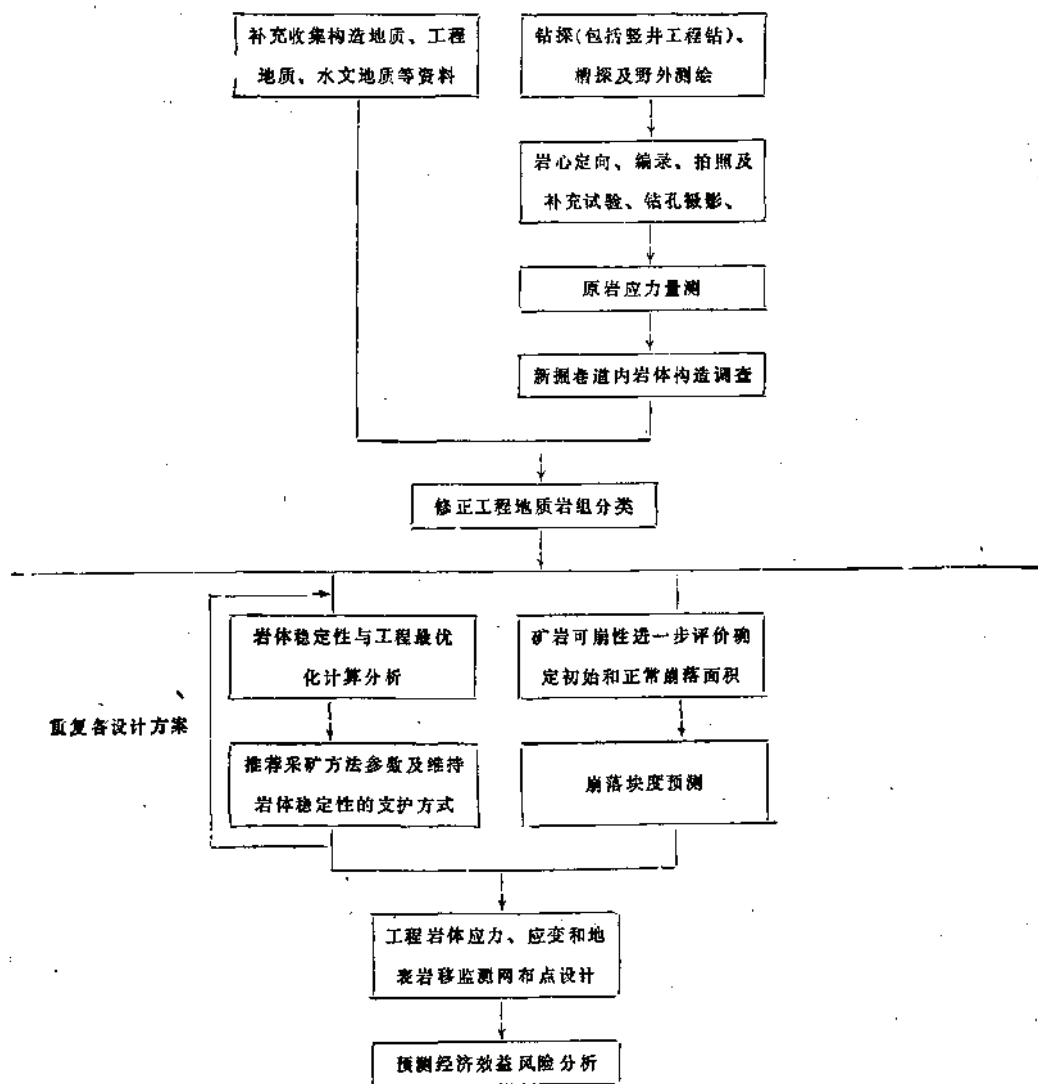


图 2-1-2 矿山设计阶段岩石力学工作流程框图

1.1.2.3 矿山建设和生产阶段

矿山岩石力学工作要随着岩体的不断揭露及施工生产经验的不断积累而逐步深化,同时提供愈来愈丰富和准确的资料。不仅施工和生产仍需岩石力学的指导,上述资料的及时反馈,对于完善设计方案和提高设计水平也是必不可少的。

在矿山建设和生产阶段,岩石力学工作主要包括以下内容:

(1) 配合现场进行各项监测工作,对监测资料及时分析整理,以指导施工生产以及必要的设计参考。

(2) 对于新掘进的关键部位的巷道、新揭露的岩体和构造、新施工的有关钻孔,进行及时的调查、素描、统计、编录、试验等工作,修正和丰富岩石力学数据资料库,以指导下一步矿山岩石力学工作。

1.2 矿山岩石力学的地质基础

1.2.1 岩石的工程地质特性

各类岩石的主要工程地质特征见表 2-1-1。

各类岩石的主要工程地质特征表

表 2-1-1

岩石名称		主要工程地质特征
岩浆岩		岩性较均一,结构紧密,物理力学性质指标较高。新鲜完整时不透水,不溶于水,各向异性不明显。岩浆岩体在冷却过程中形成原生节理,往往短小密集,节理面粗糙不平。有些岩体受构造运动影响后,裂隙发育、抗风化能力差。侵入岩体与围岩的接触带工程地质条件比较复杂
沉积岩	碎屑沉积岩	一些泥岩、页岩、砂岩、砾岩等,以粘土矿物为主,易风化、膨胀、收缩,强度低,层理页理发育,方向性强。砂岩、砾岩的强度决定于胶结物,主要有硅质、铁质、钙质及粘土质,强度依次降低
	化学沉积岩	如石灰岩、白云岩等,岩相及厚度比较稳定,变形小,强度高。一些硅质岩如燧石岩、磷灰岩等常呈团块状,层状及透镜夹层,坚硬易碎。一些岩盐有的单独成层,有的散在各种沉积岩内,可溶性强、强度低
	火山沉积岩	主要有火山凝灰岩、火山角砾岩及凝灰岩熔等,质地有软有硬,易风化,常形成粘土质软弱夹层
		沉积岩在形成过程中,产生一系列软弱结构面,如层面、层理、不整合面、假整合面等,且经常夹有泥质物质,对岩体的稳定性影响很大
变质岩		多数片麻岩、石英岩、大理岩等结构致密,孔隙率低,力学强度高,抗水性较强,具有良好的工程地质特征;但片岩、板岩、千枚岩等,具有定向排列的片理,片理短小,分布密且光滑平直,不均一性和各向异性明显,强度较低,工程地质特征较差
构造岩	一种由构造运动所形成的次生岩组	
	断层泥	由细微颗粒组成的粘土岩,成分复杂,颗粒细,隔水性虽强、厚度变化大,强度受粘土矿物及含水量的控制
	糜棱岩	为断层破碎带中研磨作用形成的碎粒紧密粘起来的一种构造岩,主要成分为石英、长石、绢云母,岩性坚硬、致密,工程地质特性尚好

续表

岩石名称		主要工程地质特征
构造岩	角砾岩	多为大小不等有棱角的岩块胶结而成, 强度视胶结物的成份而定。未胶结的则形成杂乱无章的碎屑岩。有的角砾岩为块状泥, 其力学性质取决于接触面之间的阻力和接触面的大小, 工程地质条件不好。有的角砾岩为泥夹块, 其力学特性取决于泥质的特性, 工程地质条件最差
	压碎岩	多发生在坚硬的岩组中, 如石英岩、硅质灰岩、玄武岩、流纹岩等, 这种岩组被密集的彼此互相穿插的节理切割成有棱角的岩块, 岩块彼此镶嵌咬合甚牢。这种构造岩从整体看失去了完整性, 似乎工程地质条件很差, 但在工程实践中, 在掘进巷道时并不一定坍塌掉块, 甚至采取喷锚支护即能维持稳定。但在压碎岩中有软弱泥化结构面存在时, 则需要特别注意
	劈理带破碎岩	多出现于强度高的脆性岩体中, 为一组突出明显的裂隙带, 裂隙密度较大, 岩体呈薄片状及片状定向排列, 裂隙面无明显的擦痕及光滑面, 基本上是原地破裂的, 与压碎岩相比要完整些。但具有明显的方向性
在剪切作用形成的断层、破碎带中常有断层泥、糜棱岩、角砾岩、压碎岩、劈理带等一系列构造岩; 而在张性断裂带中, 一般为松散角砾岩块及岩粉碎屑等充填物		
膨胀岩①		按膨胀机理可分为(1)物理化学效应, 如粘土矿物、蒙脱石、绿泥石、伊利石等吸水后体积膨胀; (2)力学效应: 扩容的时间效应—当岩体所承受的偏应力一旦超过上限屈服值, 裂隙增加、体积增大; 挤压流动—当岩石承受的偏应力远远超过其本身强度时, 发生与时间有关的粘塑性流动; 颗粒之间相互滑动以及颗粒开裂形成空隙并膨胀; 弹性恢复—由于巷道的开挖, 岩体的局部或部分卸载, 临空面应力释放产生弹性恢复, 裂隙张开体积增大。多出现在高应力地区
风化岩		岩石风化后与原岩比较, 产生了一系列的变化: 岩体的完整性遭到削弱和破坏; 原岩的矿物成分和化学成分发生变化; 形成新的次生矿物, 如绿泥石、绢云母等鳞片状矿物, 高岭土、蒙脱石、水云母等粘土矿物及铁铝硅的氧化物或氢氧化物。其工程地质特性根据风化程度的不同有不同程度的降低。由于风化作用以地表最活跃, 并向深处减弱, 于是形成风化壳的垂直分带特征。风化壳的分带见表 2-1-2 和表 2-1-3。

①详见陈宗基、周登梅、膨胀岩与隧道稳定、岩石力学与工程学报, 1983年第2期

按力学指标的风化壳分带表

表 2-1-2

风化程度不同的花岗岩类岩	内摩擦系数 $\tan\phi$	粘聚力 C ($\times 10^5 \text{Pa}$)	单位吸水率 W ($\text{l/min}\cdot\text{mm}$)	弹性抗力系数 K_0 ($\times 10^5 \text{Pa}$)	极限抗压强度 R ($\times 10^5 \text{Pa}$)	弹性模量 E ($\times 10^5 \text{Pa}$)
微风化带	<0.5	$0.2\sim0.5$	0.05	<30	$1\sim3$	$145\sim501$
弱风化带	$0.3\sim0.5$	<0.1	$0.01\sim0.07$	<100	$110\sim502$	$3\times 10^4\sim 10^4$
中风化带	$0.5\sim0.8$	$0.4\sim0.6$	$0.005\sim0.015$	$300\sim500$	$1100\sim1800$	$2\times 10^4\sim 5\times 10^4$
强风化带	$0.7\sim0.85$	$0.5\sim0.8$	<0.005	$500\sim800$	$1100\sim2500$	$2\times 10^3\sim 6\times 10^4$

按综合特征的风化带分带表

表 2-1-3

风化分带	岩石颜色	矿物成分	岩体破碎特点	物理力学性质	声速特征	其它特征
剧烈风化带	原岩完全变色，常呈黄褐、棕红、红色	除石英外，其余矿物多已变异，形成绿泥石、绢云母、蛭石、滑石、石膏、盐类及粘土矿物等次生矿物	呈土状或粘土夹碎屑，结构已彻底改变，有时外观保持原岩状态	强度很低，浸水能崩解、压缩性能增大，手指可捏碎	纵波声速低，声速曲线摆动小	锤击声哑，铁镐可以挖动
强风化带	大部分变色，岩块中心部分尚较新鲜	除石英外大部分矿物均已变异，仅岩块中心变异较轻，次生矿物广泛出现	岩体破碎厉害，呈岩块岩屑，时夹粘性土	物理力学性质不大均一，强度较低，岩块单轴抗压强度小于原岩的1/3，风化较深者手可压碎	纵波声速值较低，声速曲线摆动较大	锤击声哑，用铁镐开挖，偶需爆破
弱风化带	岩体表面及裂隙面大部分变色，断面颜色仍较新鲜	沿裂隙面矿物变异明显，有次生矿物出现	岩体一般完好，原岩结构、构造清晰，风化裂隙尚发育，时夹少量岩屑	力学性质较原岩低，单轴抗压强度为原岩的1/3~2/3	纵波声速值较高，声速曲线摆动较大	锤击发声不够清脆，须爆破开挖
微风化带	仅沿裂隙面颜色略有改变	仅沿裂隙面有矿物轻微变异，并且有铁质、钙质薄膜	岩体完整性较好，风化裂隙少见	与原岩相差无几	纵波声速值高，声速曲线摆动小	锤击发声清脆，须爆破开挖

1.2.2 地质构造

每个矿区的岩石经受过地质历史上的构造运动后，使本来就复杂的岩石性质又被构造运动形成的结构面所切割，不均质的岩体又变成了不完整的岩体，其被切割的形状不同、规模各异，甚至成为破碎带。岩体的强度、变形和工程岩体的稳定性则受这些地质构造的控制。

地质构造在时间上和形迹上是有序列有规律的，而且是配套产出的，在矿区内查清各级大小地质构造并掌握它们的工程地质和力学特性，是研究岩体稳定性和可崩性最重要的基础资料。

1.2.2.1 褶皱

褶皱主要是受水平应力挤压而形成的，但垂直运动也能导致侧向挤压而产生以水平压应力为主的褶皱。不论褶皱的形态、规模及作用力的方式怎样，褶皱的形成大都是压应力即最大主应力（近水平方向）作用的结果。因此，褶皱轴面不管是直立的或倾斜的，它与地面的交线方向即为构造线方向。

由背斜和向斜组合的褶皱都是同一水平挤压运动下形成的，但它们的应力状态却不尽相同；同是背斜和向斜，只要它们的形变不同，其应力状态也不同。中国科学院地质研究所进行了一些模拟试验，将试验结果概括为示意图 2-1-3，以说明褶皱各部位的应

力状态。

褶皱形态是多样化的,应特别注意剧烈的褶皱变形,因为在这些褶皱地区和部位经常

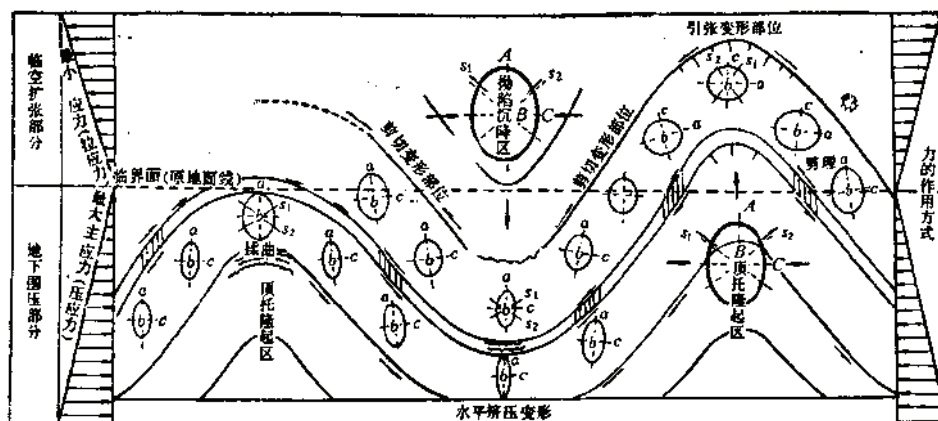


图 2-1-3 褶皱岩层应力状态剖面示意图

A, a—最大应变轴; B, b—中间应变轴;

C, c—最小应变轴; s_1s_2 —对扭裂面

伴随着断层和层间错动,这些都是岩体工程稳定性分析中必需注意的。

1.2.2.2 断裂

岩石在地壳中受力发生变形,当应力达到和超过岩石强度极限时,岩石便发生破裂,形成断裂构造。根据断裂面产生断裂情况分为断层、节理和劈理构造

1. 断层

断层的类型及其特征见表 2-1-4。

断层的类型及特征表

表 2-1-4

类 型	特 征
力 学 分 类	1. 断裂面往往呈舒缓波状,沿走向方向尤其显著 2. 断裂面上常有较多的擦痕、阶步、磨光面。并出现动力变质的新生片状物(如云母、滑石、绿泥石)及被压扁或拉长的柱状矿物、片状矿物、砾石、鳞片、石英、方解石晶片和晶块等,并沿断裂面及两侧作近于平行断裂面走向排列 3. 断层中的构造岩,以角砾岩、糜棱岩、断层泥为主,有时还可见到构造透镜体 4. 断裂面两侧岩石由于受强烈挤压而破碎、牵引、冲断,从而产生一些伴生构造,如羽状裂隙、劈理,“入”字型分支构造(包括断层和褶曲),小旋卷构造等 5. 断裂面常成群出现,彼此平行,沿走向延伸较远,在剖面上常构成迭瓦式 6. 逆断层(包括冲断层、逆掩断层、辗掩断层)属压性断裂

续表

类 型	特 征
力 学 分 类	张性断层 1. 断裂面粗糙不平, 形状不规则。擦痕较小, 很少出现大批擦痕。断层倾角一般较陡 2. 当张性断裂发生在砾岩中时, 断裂面常绕砾石而过, 无切割或压扁现象 3. 断裂面两侧岩层产状无显著变化 4. 构造岩以角砾岩为主, 糜棱岩、断层泥较少见。角砾岩砾石大小悬殊, 无显著定向排列 5. 张性断裂常成群分布, 形成张性断裂带。在平面上彼此平行, 在剖面上常组成地垒、地堑、阶梯等构造。凡追踪“X”形断裂的张性断裂, 均成锯齿状, 称“之”字形断裂 6. 正断层属张性断层
	扭性断层 1. 断裂面常较光滑、平整, 有时呈镜面出现, 常有大量水平或近于水平的擦痕阶步。断层产状平稳, 断层线平直 2. 断裂面上有时有新生的硅质、方解石、绿泥石等动力变质矿物, 但不如压性结构面常见 3. 构造岩常被碾磨很细, 有角砾岩与糜棱岩, 并具有片理化的窄带。构造岩常成斜列分布于扭性断裂带中 4. 断裂面两侧, 岩石由于受强烈的扭动而常伴生一些羽状裂理、劈理, “λ”字型及小旋卷构造 5. 扭性断裂常成群出现, 两组平行, 且呈“X”形(常将岩石切成菱形), 有时成雁行式排列 6. 平移断层属扭性断层
	压扭性断层 1. 既具压性特征, 又具扭性特征。上述的压性、扭性断裂的特征均可借鉴 2. 断裂面上常可见到显示上盘斜冲的擦痕、阶步。两盘岩石可能发生一些伴生构造, 如牵引、羽状裂隙、劈理、“入”字形分支及旋卷构造。这些伴生构造的轴面、断裂面与主断裂面的交线和旋轴, 既不与主断裂面走向线平行, 也不与其倾向线平行, 而是介于两者之间, 这是压扭断裂的一个特点 3. 压扭性断裂常成群出现, 成雁行式、平行式排列 4. 平移逆断层、逆平移断层均属压扭性断层
	张扭性断层 1. 既具张性断裂特点, 又具扭性断裂特点, 上述张性、扭性断裂的特征可供借鉴 2. 构造岩以角砾岩、碎裂岩为主, 砾石大小相差悬殊。擦痕较少, 但与断裂面走向斜交, 显示上盘相对向斜下方滑动 3. 伴生构造较少见, 但常见羽状裂隙 4. 断裂如成群出现, 则多成雁行式排列 5. 正平移断层、平移正断层均属张扭性断层
按两盘相对位移情况分类	逆断层 上盘相对上升, 下盘相对下降。常成群出现, 平面上呈平行排列, 常沿走向延伸很远。剖面上常呈迭瓦式排列。其特征见压性断层一栏。上盘相对向斜向上滑的逆断层称平移逆断层
	正断层 上盘相对下降, 下盘相对上升。其它特征见张断层一栏。上盘相对向斜向下滑的正断层称平移正断层
	平移断层 指两盘沿断层面走向方向(即水平方向)相对位移的断层, 以具水平或近于水平的擦痕为特征。其它特征见扭性断层一栏 上盘向斜向相对上冲的平移断层, 称逆平移断层; 上盘向斜向相对下滑的平移断层, 称正平移断层
按断层与走向关系分类	走向断层 断层走向与岩层走向一致
	倾向断层 断层走向与岩层倾向一致
	斜向断层 断层走向与岩层走向斜交
按断层与褶曲轴关系分类	纵断层 断层走向与褶曲轴一致
	横断层 断层走向与褶曲轴向垂直
	斜断层 断层走向与褶曲轴向斜交

2. 节理

根据节理的力学成因, 可将节理分为张节理和剪切节理, 其特性如表 2-1-5。

节理按力学成因的分类及特征表

表 2-1-5

	张 节 理	剪 切 节 理
力学成因	由张应力产生, 节理面与张应力方向垂直。火成岩由冷凝收缩产生的原生节理	由剪应力产生, 常沿两个最大剪切面产生两组共轭剪节理, 通常它们所夹锐角的平分线即为主压应力作用方向, 但也有钝角平分线为主压应力方向的
节理面特征	裂口微张开或较大张开, 节理面粗糙, 面上无擦痕, 产状不甚稳定, 沿走向和倾向均延伸不大, 在砾岩或粗粒碎屑岩中, 常绕过砾石、结核和碎屑颗粒, 张开而不切断砾石等颗粒, 在剖面上常呈楔形, 上宽下窄, 常被粘土、岩矿脉充填	裂口通常闭合, 节理面光滑、平直, 上常有擦痕, 产状稳定, 沿走向和倾向较稳定地延伸很远, 常切断砾石和粗颗粒, 一条裂隙往往由许多小的成雁行排列的次一级切面组成, 这些小剪切面彼此靠近, 几乎首尾衔接
节理的组合特征	常成群出现, 并排列成雁行式、平行式, 在褶皱轴部常形成与褶皱轴平行的二次纵张节理, 当与断层伴生时, 常组成边幕式和羽状张节理	同一力学成因的两组剪节理, 常组成共轭剪节理——“X”裂隙系。由断层的挤压滑动引起的两组共轭节理, 一组与断层面平行 (一般不发育), 一组与断层面斜交, 岩层受挤压发生褶皱, 常伴随发生纵向与斜向的“X”剪节理

3. 劈理

按劈理与岩层和构造的关系, 分为层间劈理、轴面劈理、顺层劈理和切层劈理。

按劈理的力学成因, 可分为流劈理和破劈理两类, 其特征见表 2-1-6。

按力学成因的劈理分类表

表 2-1-6

类 型	主 要 特 征
流劈理	岩石受力后, 长条状及片状矿物的长轴方向呈平行于张应力方向, 垂直于压应力方向定向排列, 产生的易于劈开的薄片即为流劈理, 又叫板劈理、轴面劈理 (平行褶皱轴面, 并切过各不同岩层的流劈理称为轴面劈理)。流劈理光滑, 间距几分之一厘米, 多发生在一组岩层中的塑性较大的岩层中
破劈理	在某些构造部位, 由于经受强烈的挤压 (或剪切), 岩石中的剪节理呈极密集地有规律地排列, 岩石结构无变化, 矿物无定向排列且被剪切节理所切, 规模小, 但极破碎, 岩石被切成一系列极薄的薄片, 此种构造称为破劈理。劈理面一般尚光滑, 间距从几毫米至几厘米, 在褶皱中形成的层间破劈理, 延长其两翼劈理面与褶皱轴相交, 常呈扇形 (背斜中) 和倒扇形 (向斜中)。破劈理有微小位移及岩石颗粒略有定向排列的可称为槽劈理。发生在褶皱轴部夹层中称劈理称层间劈理, 发生在断层面两侧的被劈理称为邻断层劈理

4. 次生裂隙

次生裂隙又叫次生结构面, 是由于岩体受卸荷、风化、地下水等次生作用所形成的, 它的力学性质很差, 对边坡、地基及浅埋隧洞等工程有相当影响。其成因及特征如表 2-1-7。

1.2.3 地 震

地质上的构造运动在地壳和上地幔岩层中聚积的应变能, 一旦达到岩体强度的极限时,

次生裂隙特征表

表 2-1-7

类 型	成 因 及 特 征
卸荷裂隙	岩体在地表尤其是深切河谷地段, 构造应力释放及调整所形成的破裂, 再受重力和风化的影响, 裂隙张开或位移。在块状脆性坚硬岩体中较为常见
风化裂隙	一般沿原始构造面发育且限于表层风化带内, 但含易风化矿物的岩层所形成的风化夹层则可能延至岩体较深部位, 如断层风化, 岩脉风化, 夹景风化等
泥化裂隙	主要是在地下水作用下形成的。泥化作用在粘土岩、页岩、泥质灰岩等软弱夹层的顶部较为发育, 有时其上覆砂岩或灰岩岩性虽坚硬, 但沿层面往往有过错动, 地下水沿层面循环集中, 以致形成泥化夹层

岩体就会发生突然的破裂或沿着已有破碎带产生突然错动(粘滑), 于是聚积的能量便以弹性波的形式释放出来, 在地表则显现出地震现象。对工程岩体来说, 这是个动力学问题, 在这方面不管是露天矿边坡还是地下的井巷工程都研究的很少。但大量的资料表明, 所有发生地震的区域, 都与地质构造带有密切的联系。因此了解地震带的分布, 地震与地质构造的关系对工程布局也是必不可少的。

1.2.3.1 我国地震区、带的划分

我国地震区、带的划分, 按照三百万分之一的中国地震强度区域图, 将全国划分为十个地震区, 23个地震亚区和30个地震带, 详见附录 I。

1.2.3.2 地震与地质构造的关系

从我国强震震中分布资料来看, 绝大多数强震都发生在一些稳定断块边缘的深大断裂带或断陷盆地之内, 主要是不同方向的活动性断裂带交汇复合部位, 活动性深大断裂的转折段、端部、其它锁闭段和强烈活动段, 以及断陷盆地的特殊构造部位, 如表 2-1-8 所示。

地震与地质构造的关系表

表 2-1-8

地震次数及震级	地质构造特征	地震实例
18次8级地震	数百公里以上的深大断裂带或断陷盆地	1668年莒县8.5级大地震, 发生在长达2400km的郯庐断裂上 1927年甘肃古浪8级地震发生在北西西向祁连山北缘深断裂和北北西向古浪-岩昌断裂的交汇区
68次7~7.9级地震	100km以上的活动性深大断裂及其控制的断陷盆地	1973年炉霍7.9级地震发生在长300km的鲜水河断裂上
327次6~6.9级地震	数十公里以上的活动性大断裂及其控制的断陷盆地	1966年邢台6.8级地震发生在米庵地堑边缘

1.2.3.3 地震震级

地震震级是表示地震本身大小的尺度, 是由地震释放出来的能量大小所决定的。根据

我国规定, 计算震中距小于1000km的近震时, 用体波, 其震级 M_I 按式(2-1-1)计算:

$$M_I = \lg A_{\mu} + R(\Delta) \quad (2-1-1)$$

式中 A_{μ} ——实际地动位移;

$R(\Delta)$ ——为起算函数, 各种地震仪器不同, 其值也不同。

计算震中距大于1000km的远震时, 用面波, 其震级 M_s 按式(2-1-2)计算:

$$M_s = \lg \left(\frac{A_{\mu}}{T} \right)_{\max} + \delta(\Delta) + C \quad (2-1-2)$$

式中 T ——被测的面波周期;

$\delta(\Delta)$ ——面波起算函数;

C ——地震台台站校正值。

面波震级与体波震级有关系式(2-1-3);

$$M_s = 1.13M_I - 1.08 \quad (2-1-3)$$

震级与震源释放能量之间有关系式(2-1-4);

$$\lg E = 1.18 + 1.5M_s \quad (2-1-4)$$

1.2.3.4 地震烈度

地震烈度是地震时一定地点的地面震动强弱的尺度, 是指该地点一定范围内地面震动强度的平均水平。

表示震动强烈程度最直观的尺度是地震所造成后果的轻重, 所以早期烈度表广泛采用震动时人的感觉和建筑物破坏程度来划分。我国已有的地震烈度表和其它的国内外地震资料详见附录I。

震动对人的影响见表2-1-9。

震动对人的作用与速度及加速度的关系

表 2-1-9

震动对人的作用特征	加 速 度 (mm/s ²)	速 度 (mm/s)
无 感 觉	10	0.16
轻微感觉	10~24	0.16~6.4
较大的感觉	126~400	2.1~6.4
有害的长期震动	1000	16
容许的爆破震动	1000	16

砖式建筑物和构筑物的破坏与振速的关系见表2-1-10。

1.2.3.5 爆破地震

(1) 自然地震和爆破地震与烈度的关系如表2-1-11。

(2) 振动速度与建、构筑物安全状况的关系见表2-1-12。

(3) 爆破地震对建、构筑物和岩土破坏标准见表2-1-13。

(4) 建筑物所允许的土壤振动速度见表2-1-14。

(5) 爆破冲击波超压对地下巷道的破坏情况见表2-1-15。

砖式建筑物和构筑物的破坏与振速的关系表

表 2-1-10

级 别	砖式建筑物和构筑物的破坏情况	振 速 (cm/s)	
		I	II
5	抹灰中有细裂缝, 掉白粉, 原有裂缝有发展, 掉小块抹灰	0.75~1.5	1.5~3.0
6	抹灰中有裂缝, 抹灰成块掉落, 墙与墙之间有裂缝	1.5~6	3~6
7	抹灰中有裂缝并有破坏现象; 墙上有裂缝, 墙之间联系被破坏	6~25	6~12
8	墙壁中形成大裂缝, 抹灰被大量破坏, 砖体分离	25~37	12~24
9	建筑物严重破坏; 构件联系破; 支承墙间有裂缝; 屋檐、墙壁可能倒塌, 不太好的新老建筑物被破坏	37~60	24~48

注: I ——根据 A·B·萨弗诺夫等人的资料。

II ——根据 C·B·米特维杰夫的资料。

地震烈度与振动物理关系①

表 2-1-11

烈 度	自 然 地 震			爆破地震
	加速度(cm/s^2)	速度(cm/s)	位移(mm)	最大速度(cm/s)
5	12~25	1.0~2.0	0.5~1.0	1.5~3.0
6	25~50	2.1~4.0	1.1~2.0	3.0~6.0
7	50~100	4.1~8.0	2.1~4.0	6.0~12
8	100~200	8.1~16.0	4.1~8.0	12~24
9	200~400	16.1~32.0	8.1~16.0	24~48
10	400~800	32.1~64.0	16.1~32.0	>48

注: 爆破地震烈度 1、2、3 及 4 级对应的速度分别为 ≤ 0.2 、 $0.2 \sim 0.4$ 、 $0.4 \sim 0.8$ 和 $0.8 \sim 1.5 \text{ cm/s}$ 。

①刘清荣,《控制爆破》,华中工学院出版社,1985年。

振动速度与建、构筑物安全状况的关系表①

表 2-1-12

资料来源	振动速度 $v(\text{cm/s})$	建、构筑物的安全状况
铁道部科学研究院	≤ 5	建筑物安全
	12	房屋墙壁抹灰开裂、脱落
	20	斜坡陡岩上的大石脱落; 地表面出现细小裂缝; 一般房屋受到破坏
	60	松散的岩石表面出现裂缝, 干砌片石移动; 建筑物严重破坏
	150	岩石崩裂, 地形有明显变化; 建筑物全部破坏
地球物理研究所	10~15	普通平房有轻微破坏
	>30	一般平房受破坏
	$\geq 60 \sim 70$	建筑物严重破坏, 基岩露头出现裂缝

续表

资料来源	振动速度 $v(\text{cm/s})$	建、构筑物的安全状况
长沙矿山研究院	8.1~11.1	产生松石及小块脱落
	13.5~24.7	产生细裂缝或原有裂缝扩张
	46.8~81.5	产生4~5厘米的大裂隙或原有裂缝扩张
	234	巷道顶壁及混凝土支座严重破坏

①刘清荣,《控制爆破》,华中工学院出版社,1986年。

爆破地震对建、构筑物和岩土破坏标准表

表 2-1-13

序号	资料提出者	破坏标准	建、构筑物的安全状况
1	M·A·萨道夫斯基	$v < 10$	安 全
2	U·兰格福尔斯 B·基尔斯特朗 H·韦斯特伯格	$v = 7.1$	无 危 险
		$v = 10.9$	产生细裂缝,抹灰脱落
		$v = 16.0$	产生裂缝
		$v = 23.1$	产生严重裂缝
3	A·T·爱德华兹 T·D·诺思伍德	$v < 5.1$	安 全
		$v = 5 \sim 10$	要 注 意
		$v > 10$	破 坏
4	A·德沃夏克	$v = 1 \sim 3$	开始出现小裂缝
		$v = 3 \sim 6$	抹灰脱落,出现小裂缝
		$v > 6$	抹灰脱落,出现大裂缝
5	L·L·奥里阿德	$v = 5 \sim 10$	岩石边坡安全
		$v = 60$	大段岩石崩坏
6	A·H·哈努卡耶夫	$v = 34 \sim 50$	坚硬岩石中等破坏(裂缝间距大于1米)
		$v = 17 \sim 24$	中硬岩石强烈破坏(裂缝间距0.1~1.0m)
		$v = 3 \sim 10$	低强度岩石破坏(软质和岩石,面接触不良)
7	美国矿务局	$a = 1.2 \sim 12g$	建筑物有不同程度的破坏
		$0.1g < a < 1g$	引起注意
		$a < 0.1g$	无 破 坏
8	加拿大水电委员会	$a = 0.7 \sim 1.2g$	坝基混凝土未破坏

注: v 为振动速度,单位为 cm/s ; a 为振动加速度,单位为 cm/s^2 ; g 为重力加速度,单位为 cm/s^2 。

建筑物所允许的土壤振动速度表

表 2-1-14

建 筑 物 的 用 途 和 状 态	允许的土壤振速 (cm/s)		
	I	II	III
钢筋混凝土或吊板、轻填料金属骨架抗震的工业或民用建筑物, 建筑质量较好, 构件和结构无残余变形	5	7	10
钢筋混凝土或金属骨架无抗震的建筑物和构筑物, 构件中没有残余变形	2	5	7
砖或块石作填料, 填料中有裂缝的骨架建筑物; 不抗震的块石或砖式新老建筑物, 建筑质量较好, 没有残余变形	1.5	3	5
骨架中有裂缝, 其填料严重破坏的骨架建筑物; 砖或大块石砌筑的支承墙或间隔墙中有个别不大的裂缝的新老建筑物	1	2	3
骨架中有裂缝, 各构件间联系破坏的新老骨架建筑物; 支承墙为斜缝、对角缝等裂缝所严重破坏的砖式块石建筑物	0.5	1.0	2.0
填料中有大裂缝, 钢筋生锈, 钢筋混凝土骨架破坏的建筑物, 支承墙有大量的裂缝, 内外墙联系破坏的建筑物及其他未加强的大型砌体建筑物	0.3	0.5	1.0

注: I—特别重要的工业建筑物; 管道、大型车间厂房、井架、水塔 (服务期20~30年); 聚人较多的民用建筑物: 住房、电影院、文化宫等。

II—面积不太大而高度不大于三层的工业和服务事业构筑物: 机械厂、压气机房、生活点等; 聚人不太多的民用建筑物: 住房、商店、办公室等。

III—有贵重机器和仪表的工业和民用建筑物和构筑物, 且它们的破坏不致于威胁人们的生活和健康, 如仓库、运输补给站、自冷却和压气装置的厂房等。

冲击波超压对井下巷道的破坏情况表

表 2-1-15

结构、设备类型	超压 ($\times 10^5 \text{ N/m}^2$)	破坏特征
25cm厚的混凝土挡墙	0.28~0.35	强烈变形, 混凝土脱落, 出现大裂缝
24~36cm的混凝土挡墙	0.14~0.21	出现裂缝
直径14~16cm的支护圆木	0.10~0.13	因弯曲而破坏
一重的设备 (井下通风机、电泵)	0.4~0.6	翻倒、破坏、脱离基础
机车	尾朝向爆源 1.4~1.7	离轨、车厢变形
	侧部朝爆源 0.4~0.75	

1.2.4 岩体水力学

1.2.4.1 岩体水力学特性

(1) 岩体内含水层 (体) 和隔水层 (体) 的空间分布和组合形式称为岩体的水文地质结构。分析地下水在岩体中的赋存状态及地下水运动条件时, 必须查清岩体的水文地质结构。当地下水对岩体稳定性有较大影响而必须采取工程措施 (如疏干、注浆等) 时, 也必须以岩体的水文地质结构为依据。通常可把岩体水文地质结构分成以下几个类型: 统一裂隙含水层; 断裂脉状含水层; 层状裂隙孔洞含水层; 断裂层状复合含水层。

(2) 组成岩体的岩块本身的透水性一般是很低的, 地下水的存在和运动主要是沿着岩

块间的结构面发生。通常结构面具有一定的优势方位,且不同结构面本身的性质(张开或闭合的程度及粗糙度等)和充填物不尽相同,因此岩体内的地下水具有非均质性、不连续性和各向异性的特点。

(3) 岩体内不同的应力状态对结构面的影响不同,可以导致结构面的拉开或压密。结构面的张开程度对岩体渗透系数影响很大,因此岩体的水力学特性还与应力状态有关。

1.2.4.2 岩体中的水流定律

通常岩体中的水流都处于层流状态。层流状态下地下水在岩体内运动规律为:

$$v = Ki \quad (2-1-5)$$

式中 v ——地下水平均流速, m/s ;

K ——渗透系数, m/s ;

i ——水力坡降(地下水压力梯度)。

对裂隙岩体来说,岩体的渗透系数主要取决于裂隙本身的渗透性。从理论上分析裂隙的渗透系数为:

不考虑裂隙的连续性和相对粗糙度时单个裂隙为

$$K_i = \frac{ge^3}{12\nu c} \quad (2-1-6)$$

考虑裂隙的连续性和相对粗糙度时单个裂隙为

$$K_i = \frac{age^3}{12\gamma c} \quad (2-1-7)$$

一组连续裂隙为

$$K = \frac{e}{b} K_i + K_0 \quad (2-1-8)$$

一组不连续裂隙为

$$K = K_0 \left[1 + \frac{1}{2} \left(\frac{e}{L-e} - \frac{e}{L} \right) \right] \quad (2-1-9)$$

式中 K_i ——单个裂隙的渗透系数, cm/s ;

e ——裂隙张开宽度, m ;

γ ——运动粘滞系数;

a ——裂隙张开面积与总面积之比;

c ——与相对粗糙度有关的系数;

A ——相对粗糙度(裂隙面的凸凹高度与水力直径之比);

K ——裂隙组的渗透系数, m/s ;

K_0 ——岩石基质的渗透系数, m/s ;

b ——裂隙的平均间距, m ;

l ——张开裂隙的长度, m ;

L ——裂隙面所在平面内相邻两张开裂隙中心的距离, m 。

1.2.4.3 水力学参数测试

(1) 岩体水力学研究的主要目的就是确定岩体内的水压分布以及阐明改变水压分布的

可能性和技术方法。岩体内的水压分布可以通过在钻孔中安装水压计的方法测得。将实测的各点的水压力值与岩体的水文地质结构结合起来分析可以得出岩体内的水压分布。水压计主要有以下几类,见表2-1-16。

水压计主要类型表

表2-1-16

仪器类型	测量原理	使用特点
开口竖管	水位探测器测量水位	便宜,读数简单。需水量高,滞后时间长。水位太低时或倾角小的斜孔中测量困难
封闭管	采用布氏压力计或水银压力计	比较经济,需水量中等。读数装置应靠近最低水位,钻孔中不适用
机械隔膜(气动或液压)	特制的压力传感器	安装简单,稳定性好,需水量少。需专门读数装置
电动仪器	振荡型应变计或电阻应变计	需水量少,安装简单,适于遥测。昂贵,某些类型易受爆破损坏

由于人类活动(采矿、疏干排水等)及自然条件(降雨、地表水)的变化对地下水的影 响,岩体中的水压分布常随时间而变化。当查清岩体的水文地质结构和地下水的补给、排泄条件后,可以使用数值法(条件简单时也可用解析法)来推算及预测地下水压分布随时间的变化。

(2)为了能正确分析地下水压的分布以及了解疏干的可能性和疏干工程的技术要求,必须首先确定地下水渗透性的空间分布。岩体中裂隙发育情况,如裂隙频率、连通性、充填物性质、厚度等非常复杂。从裂隙本身特点来推算渗透系数的方法有时很难得出准确的结论。因此,必须进行现场试验来取得岩体的渗透性。测试主要方法见表2-1-17。通过对有代表性的地段进行测试并结合水文地质结构特点进行分析才能得出岩体内渗透性的分布规律。目前一些试验方法往往只得到被测点附近渗透系数的平均值,难以确定岩体各向异性的程度。这时只有将试验结果与岩体的构造特征综合分析才能得到正确结果。

(3)为提高岩体的稳定性常需改变岩体内的天然水压力分布。降低岩体中的水压力,通常从两方面着手。一是截断岩体内地下水的补给、来源(如大气降水、地表水的渗入、相邻含水层的补给等)。二是疏干岩体本身储存的地下水。

1.2.5 工程地质调查

1.2.5.1 工程地质测绘

工程地质测绘是为了研究矿区或拟建场地的地层、岩性、构造、地貌、水文地质条件及物理地质现象,对工程地质条件给予初步评价,为矿床的开采方案和场址选择及勘探工程的布置提供依据。

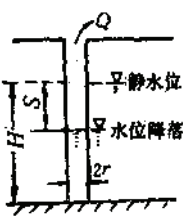
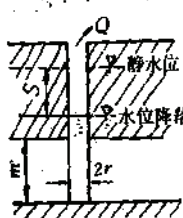
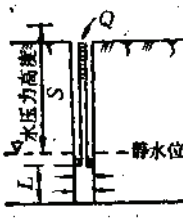
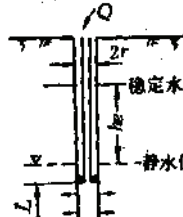
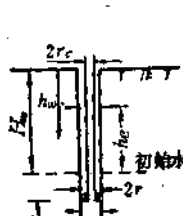
测绘范围除根据矿区大小确定外,还应考虑工程类型、工程的要求和工程地质的复杂程度。

1. 工程测绘的比例尺

(1)小比例尺测绘:比例尺1:5000~1:50000,用以解决区域性的工程地质条

现场测试渗透性的主要方法表

表 2-1-17

图 示	计算公式	说 明	来 源
	$K = \frac{0.732 Q}{(2H-S)_s} \lg \frac{R}{r}$	潜水完整井稳定流抽水试验。如配有观测孔可估测岩体的各向异性	《水文地质手册》
	$K = \frac{0.366 Q}{m \cdot s} \lg \frac{R}{r}$	承压含水层完整井抽水试验。如配有观测孔可估测岩体的各向异性	《水文地质手册》
	$\omega = \frac{Q}{S \cdot L} \text{ L/min} \cdot \text{m} \cdot \text{m}$ $K = (1.0 - 3.0) \omega \text{ m/d}$	压水试验，能在不便于抽水的地段进行。便于分段测试	《中小型水利水电工程地质》
	$K = \frac{1}{2\pi L} \left(\frac{Q}{h_e} \right)_0 \ln \left(\frac{R}{r} \right)$ $\ln \left(\frac{R}{r} \right) \text{ 可取 } 7$	常水头注水试验试验段应位于潜水面以下。便于分段测试	《边坡工程手册》
	$K = \frac{2.31 g (h_1/h_2) r_c^2}{t_2 - t_1} \frac{r_c^2}{2L}$ $\ln \left(\frac{R}{r} \right)$ $ht = H_w - h_{wt}$ $\ln \left(\frac{R}{r} \right) \text{ 可取 } 7$	降水头试验简便易行，不需要专门设备。精度较低	《边坡工程手册》

件。

(2) 中比例尺测绘: 比例尺 $1:2000 \sim 1:5000$, 一般在初步勘测阶段时采用。

(3) 大比例尺测绘: 比例尺 $1:200 \sim 1:1000$, 适用于详细勘察阶段或地质条件复杂和重要的工程, 以及解决某一特殊问题。

2. 工程地质测绘方法

1) 像片成图法

利用地面摄影或航空(卫星)摄影的像片, 先在室内进行分析, 划分地层岩性、地质构造、地貌、水系及物理地质现象等, 并在像片上选择若干点和路线, 然后去实地进行校对修正, 绘成底图、最后再转绘成图。

2) 路线法

沿着一定的路线, 穿越测绘场地, 把走过的路线正确地填绘在地形图上, 并沿途详细观察地质情况, 把各种地质界线、地貌界线、构造线、岩层产状及各种物理地质现象等标绘在地形图上。路线形式有“S”型或“直线”型。

路线法一般用于中、小比例尺测绘。

3) 布点法

布点法是工程地质测绘的基本方法, 也就是根据不同的比例尺预先在地形图上布置一定数量的观察点及观察线。观察路线长度必须满足要求, 路线力求避免重复, 使一定的观察路线达到最广泛地观察地质现象的目的。

布点法适用于大、中比例尺的工程地质测绘。

4) 追索法

沿地层走向或某一构造线方向布点追索, 以便查明某些局部的复杂构造。

1.2.5.2 总体构造调查

1. 详细线测绘

详细线测绘是一个系统的取样技术, 是美国亚利桑纳大学岩石力学博士卡尔等人在1968年提出的一种测绘节理等构造的概率统计方法。其工作步骤如下:

首先根据岩层及构造的分布和工作条件, 在选择的巷道壁上或地表露头拉一条皮尺。在皮尺上1 m, 下1 m, 长20~30 m的范围内随机量测节理等构造点100~150个。登记每个节理的距离、岩石类型、构造类型、倾向、倾角、长度、搭接长度、裂隙宽度、终端类型、充填物类型以及水文情况等15个节理特征参数, 见图2-1-4和表2-1-18。然后根据编制的电算程序按线进行数据处理, 绘制出节理极点图、节理等值线图 and 节理组赤平投影图。电算程序将按照划分的节理线, 找出每组节理的倾角、长度、倾向、间距、搭接长度和粗糙度等的分布规律。

2. 线测绘

1) 测绘方法

根据构造分布和工程需要沿选定的工作面(坑道壁)拉一条皮尺, 作为基准线, 对所遇到的结构面进行测绘, 并按表2-1-19所列内容逐一填写。

2) 填表和测绘时应注意事项

(1) 该表格是为电算处理所设, 填表时应注意能使计算机识别, 并按统一的助记符号

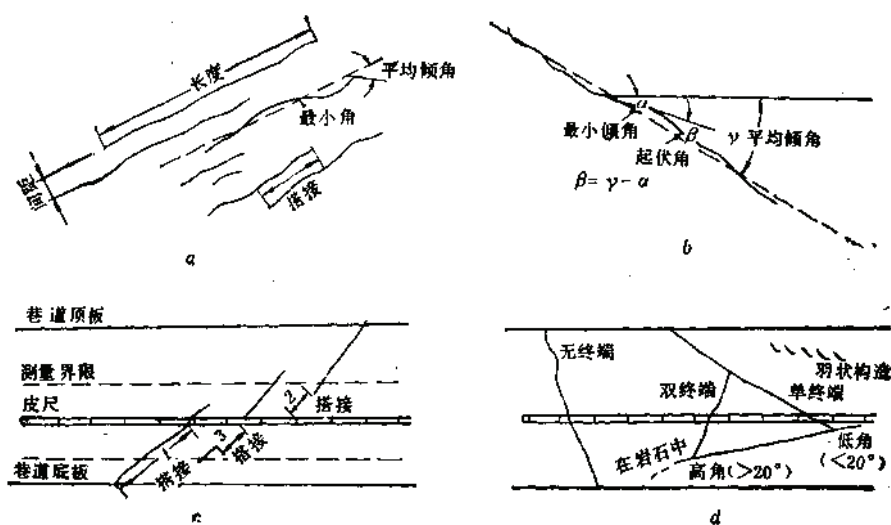


图 2-1-4 构造测量方法示意图

- a—节理特征； b—节理面凸起角的测定；
c—搭接长度的测量； d—节理终端的类型

填写。

(2) 数据单元只是对工程的。

(3) 根据地质特征确定结构面类型，按以下符号填写：

岩性界线	C
断层	F
剪切带	S
节理	J
层理	B
片理	FO

(4) 结构面出露的长度可分四类进行简单评价，并用它的符号加注脚记录，如 J_1 , B_2 等。

类型	量测
1	在两个方向上大于 3 m
2	在一个方向上大于 3 m
3	在一个方向上小于 3 m
4	在一个方向上小于 1 m

來 型 制 輛 乘 老 服 壯

表 2-1-18

方位·地理

傾向 傾角

线路号

003

693

脉沿西向东

06.689.70

记录者

L₁ 线 1 页

[illegible]

岩石类型符号		构造类型		P, 平滑的		R, 粗糙的	
含水D,	干燥W,	新泥P,	基涌	节	层	裂	型
N	无	方解石	22	SI	节理	bd	型
20	黄铁矿	石膏	23	FT	断层	fa	理
21	石英	石英		CT	界面	fh	隙
				SZ	剪切带		
				按			
				1. 自皮尺向下测量的节理长度			
				2. 自皮尺向上至遇节理间的长度			
				3. 自皮尺向下至遇节理间的长度			
				H > 20° 底角			
				L < 20° 底角			
				尖灭			
				无终端			
				咽状			

是尽可能取得未经扰动的连续的岩心，以了解结构面的产状特征，充填物的类型和厚度等等，所以要求采用金刚石钻头钻进，绳索取心和保证内管静止不动的复式岩心管取心。特别是在软弱岩层钻进时，要使用三重岩心套管半合管和底喷式外侧孔循环水钻头，以防止软弱物料被扰动和被冲洗。这些新技术和措施都是为了获得最大的未被扰动的岩心采取率。对岩心的直径一般应等于或不小于5 cm，因岩块的力学试件及RQD值指标的统计等都要求标准直径为5 cm。

工程地质钻探不仅可以获得有关构造方面的资料，还可以进行水文观测并为测定岩块物理力学参数提供试样。

1. 定向取心

节理等不连续面的倾向、倾角对评价岩体的稳定性和可崩性是十分重要的，而定向取心对于准确找出不连续面的倾向、倾角是一个行之有效的办法。在如何取得定向岩心方面，近年来我国已经有了可喜的进展。现在国内已生产下列几种型号的定向取芯器：

(1) 仿瑞典的Craelius YD-NQ型定向器。如图2-1-5所示。这一定向器由冶金部勘察科学技术研究所生产并已经在德兴铜矿和南芬露天矿的边坡研究中使用。

(2) YCO—I 刻痕式岩心定向器。其特点是在岩心管内有三把刻刀，可在岩心上刻出三条刻痕，做为岩心连续对接的基线。在每一个钻进回次中可以多次定向，并且可以互相校正。适合在完整地层硬岩中对四级结构面的定向。见图2-1-6。

(3) NCO—1 型定向器，使用半合管取心，适合在破碎和软弱的岩层中采用。

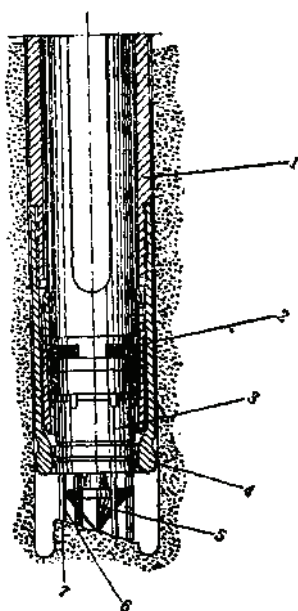


图2-1-5 Craelius 岩心定向器

1—岩心套管；2—弹簧作动的爪，它使定向器夹持在岩心套管内，直到锥头受压后才能解除夹持；3—空腔，腔中有一软铝环，靠环有一钢滚珠，此钢滚珠因锥头的挤压而在环上压出凹痕，于是标出孔的底线；4—金刚石钻头；5—弹簧压紧的锥头，当定向器压向孔底岩心残根时，锥头缩回，与此同时使指状杆定位，并使爪卡放松，于是能使定向器退回套管并从套管中提出；6—指状杆取下前次钻进留在孔底的岩心残根的断面图，当弹簧加载的锥头被解除荷载时，指状杆的位置即锁定下来，当下一段岩心取回后，可与端部匹配，于是此岩心相对于孔底的位置也就被确定下来；7—前次钻进留在孔底的岩心残根。

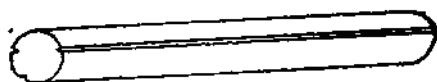


图2-1-6 YCO—I 型岩心定向器刻痕示意图

上述(2)、(3)两种定向器是桂林中国有色金属工业总公司矿产地质研究院研制的,曾在大孤山铁矿和大冶铜绿山露天矿的边坡研究中使用。

2. 工程地质岩心编录

岩心编录是从获取的岩心中收集有关岩体特性资料的方法。按表2-1-20的工程编录表格式进行编录。建议用阴影线表示指标的%如RQD的%,这样可以用较大的深黑区域突出质量较差的岩石。

可按以下次序进行填写:

(1) 深度——每条线通常表示增加2m。对于不同的工程可以变化,每一钻次的开始可用一条水平线表示,该数据表示钻进的深度。

(2) 岩心损失率——为了更好地确定可能的软弱带,每一个钻次的岩心损失率可用图形画面上。

(3) 裂隙——这一栏分为三个部分:类型、充填物和倾角。该倾角是不连续面和岩芯轴之间的夹角。

(4) 描述和附注——记录所观察岩心的岩性变化。通常附注栏说明各种有意义的软弱层或其它重要的特征。

(5) 柱状图——使用局部花纹符号。该花纹符号应统一,并事先说明。

(6) 角砾岩(或断层泥)和破碎岩心——破碎岩心或断层带用图形记录。

表2-1-20

工程编录表													
深度	岩心损失率			裂隙		描述和附注	柱状图	角砾或断层泥	硬度	RQD	天然裂隙频率	渗透性	
				类型	充填物								倾角
	25	50	75						4 3 2	75 50 25	10 20 30		
6 m													
6.9 m													
				I	C	20							
				S	A	40							

编录者
日期
工程号

孔号 HZK 4

(7) 硬度——按表 2-1-21 确定硬度, 用图形记录, 从左边填起。

岩石硬度

表 2-1-21

强度符号	伦敦地质学会分级	近似抗压强度 (MPa)	单轴强度 (PSi)	野外硬度估计
R ₅	极 坚 固	>200	>29,200	需要许多锤, 才破碎
R ₄	非常坚固	100~200	14,600~29,200	需几下锤就破碎
R ₃	坚 固	50~100	7,300~14,600	一锤就破碎
R ₂	中等坚固	12.5~50	1,825~7,300	用地质锤尖端刻出 1/4 刻痕
	中等软弱	5.0~12.5	730~1,825	太硬, 不能用手切成三轴样
R ₁	软 弱	1.25~5.0	182~730	用地质锤敲打几下, 崩解
S ₅	非常软弱 (岩石)	0.60~1.25	85~182	手难以破碎
S ₄	非 常 硬 (土)	0.30~0.60	42~85	能用指甲刻划
S ₃	硬	0.15~0.30	21~42	不能用手钩摸
S ₂	坚固	0.08~0.15	10.5~21	用很大力气能按下
S ₁	软	0.04~0.08	5.25~10.5	用手容易按下

(8) 岩石质量指标 (RQD)——岩心长度从裂隙的中心沿岩心轴测量, 人为的机械造成的断裂应包括在内。

(9) 裂隙频率——通常以每增加 3 m 计算裂隙频率, 并用阴影从左开始记录, 其增加长度可以变化。

(10) 空格柱——用来记录附加的数据, 取样数等。

(11) 渗透性——这栏用来记录孔中每天水流量、渗透性和安装任何水位计的细节。

1.2.5.4 工程地质物探

物探具有工效高、成本低、装备轻便, 并具有一定“透视性”的优点。但它毕竟是一种间接的测试方法, 也具有条件性、多解性的缺点。因此在部署工作时, 必须紧密结合具体条件, 充分利用已知地质条件, 开展多工种的综合物探, 以提高物探解释精度。在工程地质勘测中, 合理应用物探, 不仅可以指导钻探的布置, 减少钻探和山地工作量, 缩短勘探周期, 降低勘探成本, 而且可以填补难以进行钻探工作地段的地质空白。

(1) 在工程地质勘测中应用物探的情况见表 2-1-22。

(2) 超声成相测井仪: 超声成相测井仪是以测定地层声阻抗差异为物理基础的一种地球物理测井装备。能在清水或泥浆钻孔中透过井液获得钻孔地质剖面图像, 并记录声幅和井径曲线的电信号。

煤炭工业部镇江煤矿专用设备厂生产的 JSX-2A 型超声成相测井仪主要技术参数如下:

适应钻孔直径	φ76~146mm
最大测井深度	1000m
适应测电缆	三芯
探测地层产状	视倾角: 0°~89°, 视倾向: 0°~360°

工程地质勘探中的物探

表 2-1-22

类 别	利用的参数	基 本 原 理	在工程地质勘探中的应用
重力勘探	岩石的密度	测量地面各点的重力异常值, 根据异常变化的规律, 分析地下地质情况	大区域地质构造, 地下深部断层, 大溶洞、巨大的埋藏谷等
磁性勘探	岩石的磁性	测量各点地磁场相对值, 从中消除干扰因素, 得出正确的磁异常, 依据异常特征, 作出地质分析	圈定岩体岩体界线, 追索覆盖层下的岩体界线, 寻找有火山活动的断层带、地下水、地热、古河床、岩溶洼地等
放射性勘探	岩石的放射性	观测放射性元素衰变时放射出的 α 、 β 、 γ 射线强度以及它们穿过物质时产生的游离、荧光等特殊物理现象, 解决有关的地质问题	1. 追索第四纪覆盖层下的断裂带、岩层接触带 2. 测定土的湿度和容重
电法勘探	交流电法 介电常数、导磁率、导电性	利用天然或人工产生的交变电磁场作为场源, 研究交变电磁场的分布规律和随时间的变化关系, 以查明地质构造	1. 研究地质构造 2. 探测溶洞 3. 解决水文地质问题
	直流电法 电阻率、电化学活动性	利用天然或人工电场, 对不同岩层的电性差异引起的电场异常, 查明岩层和构造等问题	确定覆盖层厚度、斜坡规模、天然建材勘测, 寻找断层带、岩溶、地下水流向、流速和水库漏水情况
弹性波探测	地震法 弹性波速	通过人工激发的地震波(工作频率较低, 约 10~20Hz 在岩体内的传播的路径和速度来研究分层构造及力学性质	1. 研究区域地质构造 2. 确定覆盖层厚度、构造、破碎带等 3. 岩体(石)的弹性系数和其他各种力学指标
	声波法 弹性波速	通过人工激发的声波或超声波在岩体中的传播, 研究岩体的物理状态和力学性质	1. 测定岩体的物理力学性质 2. 进行岩体分类和质量评价等
钻孔地球物理勘探	电性、磁性、放射性、弹性波	在钻孔中测量因岩石各种物性差异所引起的各种物理场的变化, 查明地质问题	1. 划分地层 2. 岩层的物理力学和水文地质参数

探测井径范围

 $\phi 80 \sim 300 \text{ mm}$

图象显示方式

单线连续扫描

记录成像画幅

横向: 24mm, 纵向: 连续

深度记录比例

1 : 5 ~ 1 : 500 (七档)

深度传送误差

 $\leq 1\%$

井径测量误差

 $\leq \pm 5\%$

扫描线性误差

 $\leq 5\%$

适用工业电源

50Hz 220V

1.2.5.5 资料整理

在岩体构造调查中所收集到的资料需进行系统的整理得出各种图表和数据, 以便在稳定性分析中应用。经验表明, 地质结构面的极点图、极点等值线图 and 结构面的球面赤平投影面等是一些非常简便适用的图表。

1. 结构面的极点图

作图方法如下: 用图 2-1-7 所示的极点投影网, 把每个地质结构面的倾向和倾角

两项参数点到极点投影图上。例如结构面的倾向和倾角值各为 135° 和 60° ，按图中所表示

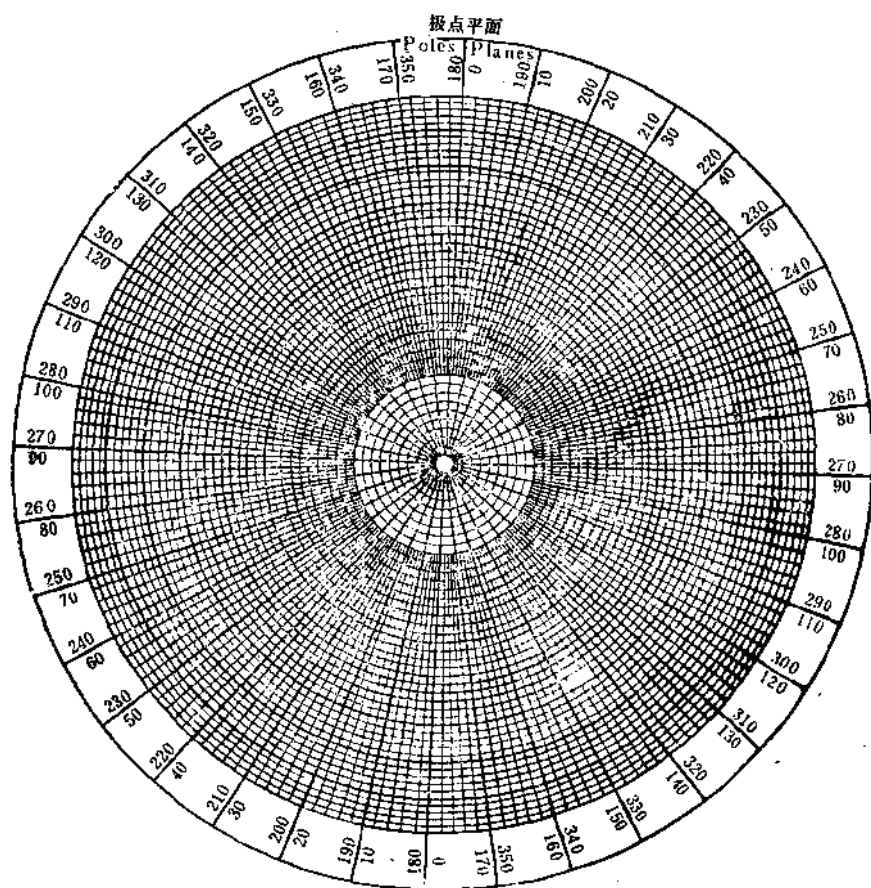


图 2-1-7 等面投影网，角度间隔 2° (由伦敦皇家矿业学院 C.M. St John 博士电算制图)

的座标，首先定出 135° 的倾向值，然后沿着射线自网心向外量出 60° 的倾角值，此点就是极点的位置。建议在绘制极点图时，使用不同的符号表示不同类型的结构面，如断层可用黑圆点表示，节理用圆圈表示，层面用三角形表示等等。因为不同类型的结构面，其抗剪强度可能很不一样，如果所用的构造类型易于识别，则为稳定性分析所做的极点图的解释工作就简化了。

2. 绘制极点等密线图

图 2-1-8 是一个坚硬岩体中若干层面、节理以及一条断层的 351 个测绘结构面的极点图。从图中可以看出，断层出露于岩体中的一个特定位置上，它的影响只在分析该处岩体稳定时才需要考虑，但是层面和节理面的测量数据是在大范围的岩石暴露面上测绘的，利用这些测绘的数量就为分析所需要开挖的整个边坡稳定奠定了基础。

极点等密线图绘制方法很多，推荐一种做图方法如下：

(1) 用透明的 Denness 的 B 型曲线单元计算网图 2-1-9 落在极点图上，对准网心和

正北。两图比例尺应相同。

(2) 用铅笔将落入每个1%计数单元中的极点数记在每个单元的中心部位上。

(3) 数字图上相同的数联接起来, 就得到了极点等密图。

(4) 如果感到数字图的某些部分所得的数据还不够, 可将计数网按图2-1-10中虚线所示的位置旋转, 计数单元的新位置就用来形成新补充的极点数, 这些数都记在这些单位的中心上, 如果需要, 也可将计数网移开其中心一个小距离, 以在半径方向形成一些新补充的数据。

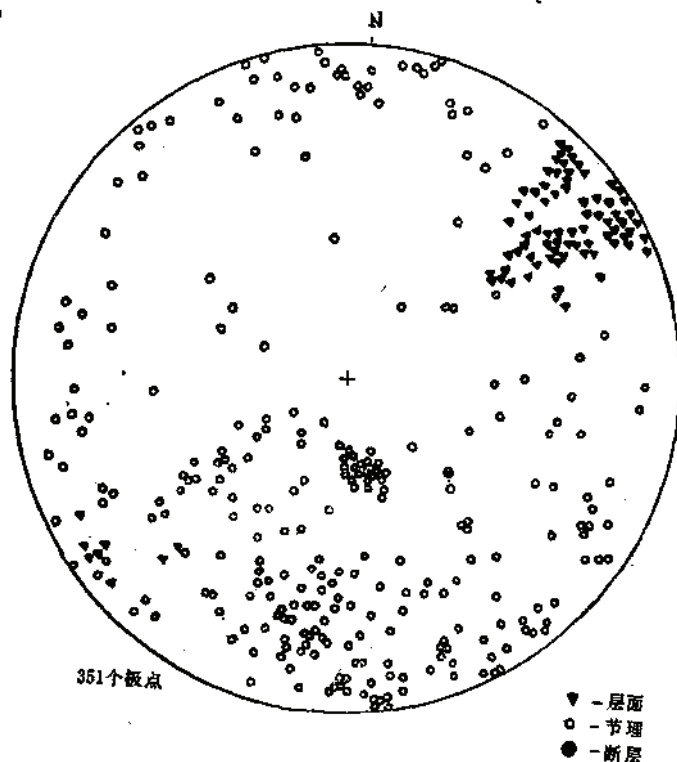


图 2-1-8 一种坚硬岩体内的不连续面的极点图

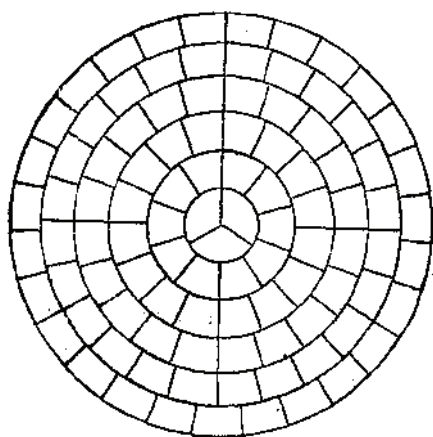


图 2-1-9 Denness B型曲线单元计数网

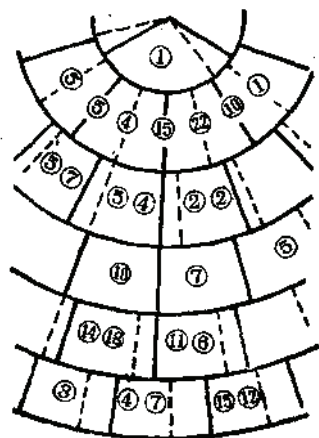


图 2-1-10 极点计数示意图

极点等密线图通常都以百分数标出,如上例在图 2-1-11 中绘有 351 个极点的情况下,连接点数 7,就得到 2% 的等密线,而极点数在 17~18 之间则对应于数值 5% 的等密线。

3. 结构面的赤平投影

根据结构面的极点图和等密线图,区分出优势结构面组或节理组,把优势节理组绘成赤平投影图。分析其与工程的相关条件,如与边坡的切割关系等,即可进行工程稳定性分析判断。

例如一个结构面的倾角为 50° 、倾向为 130° ,表示这个结构面的赤平投影方法如下:

(1) 用定心针把描图纸固定在赤平网上,描下网的圆周,并标记 N 点,从 N 点起沿顺时针方向量出 130° 的倾向,并在网的圆周上标记出这个位置,见图 2-1-12a。

(2) 围绕定心针旋转描图纸,直至倾向标记恰在网的 W—E 轴上,也就是将描图纸旋转 40° ,再从网的外圆量出 50° ,画出赤平投影。此圆弧与倾角为 50° 的平面对应,如图 2-1-12b。

(3) 再将描图纸转回至原来位置,使图上的 N 标记与网上的 N 标记重合。代表倾角 50° 倾向 130° 的结构面赤平投影如图 2-1-12c。

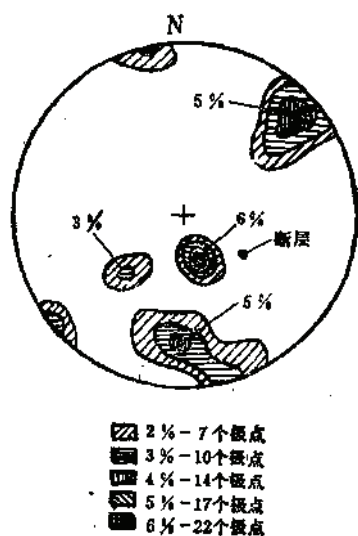


图 2-1-11 极点等密线图

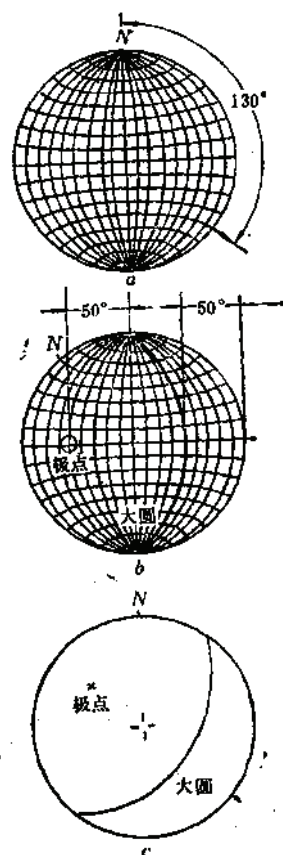


图 2-1-12 赤平投影绘图方法

地质结构面的测绘成果整理,即绘制成极点图、极点等值线图和赤平投影图,对岩体结构稳定性分析、可崩性的研究和崩矿的块度预测等,都是不可缺少的步骤,国内外有大量的参考资料可供应用,目前不少单位都已采用电子计算机进行数据处理和绘图,而且把原始测绘数据储存起来,可随时取用,十分方便。

1.3 地应力

1.3.1 地应力的概念

从整体讲,地壳内单位面积上的力可称为地应力。岩石中的应力,按开挖前后划分为初始应力和次生应力。

初始应力:岩石在开挖前,在漫长的地质年代里,经地质构造运动所导致的岩石应力。初始应力来源于地幔对流、岩石的生成和岩浆侵入、地质构造运动、岩体自重等。

次生应力:岩石在开挖后,岩石中的应力场改变,应力集中或卸载造成的新生应力,也称二次应力。

地壳内一点的应力状态如图 2-1-13 所示。一点的应力状态包括 9 个应力分量:
 $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z, \tau_{xy}, \tau_{yx}, \tau_{yz}, \tau_{zy}, \tau_{zx}, \tau_{xz}$

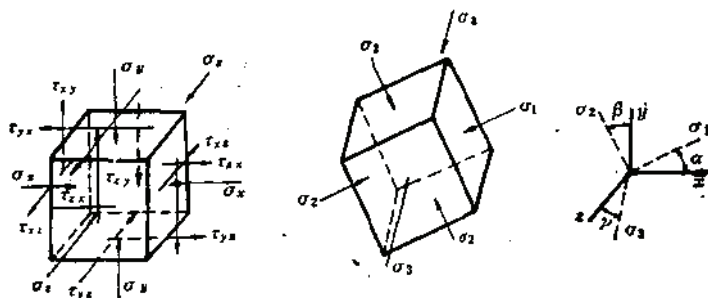


图 2-1-13 地壳内一点的应力状态

其中:

σ_x ——沿 x 方向的法向应力, 单位 Pa。

τ_{xy} ——与 x 方向垂直的平面上沿 y 方向的切向应力, 单位 Pa。

余类推。但 $\tau_{xy} = \tau_{yx}$, $\tau_{yz} = \tau_{zy}$, $\tau_{zx} = \tau_{xz}$ 。所以, 只有 6 个分量是独立的。

地应力的外部表征是地压。受地应力作用, 开挖空间周围的岩石将产生位移, 采用支护时, 支护结构将承受这种压力, 这就是地压。

1.3.2 地应力的分布特征

1.3.2.1 地应力的一般分布特征

地应力的分布很复杂, 对其认识主要基于大量实测。表 2-1-23 汇集了当今世界的地应力测量成果。据此可得如下认识:

(1) 地壳中的应力状态: 一个主应力基本铅直, 其与铅直方向的夹角一般小于 30° , 大小大致与上覆岩层的重量相等, 即

原地应力测量数据表

表 2-1-23

编号	地 点	岩石类型	深 度 (m)	σ_v (MPa)	σ_x/σ_v
澳大利亚					
1	新南威尔士, 科巴尔, CSA矿	粉砂岩和绿泥板岩	360	16.6	1.46
2	新南威尔士, 科巴尔, CSA矿	粉砂岩和绿泥板岩	360	8.0	1.39
3	新南威尔士, 科巴尔, CSA矿	粉砂岩和绿泥板岩	540	15.2	1.70
4	新南威尔士, 科巴尔, CSA矿	粉砂岩和绿泥板岩	330	10.0	1.40
5	新南威尔士, 科巴尔, CSA矿	粉砂岩和绿泥板岩	455	11.0	1.90
6	新南威尔士, 科巴尔, CSA矿	粉砂岩和绿泥板岩	245	8.4	2.10
7	新南威尔士, 科巴尔, CSA矿	粉砂岩和绿泥板岩	653	13.7	2.00
8	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	砂线片麻岩	1022	6.2	1.66
9	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	石榴石石英岩	668	13.8	1.17
10	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	石榴石石英岩	668	4.8	2.73
11	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	石榴石石英岩	570	15.9	1.32
12	新南威尔士, 布罗肯希尔, ZC矿	硅线片麻岩	818	20.0	1.07
13	新南威尔士, 布罗肯希尔, ZC矿	硅线片麻岩	818	26.0	1.17
14	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	硅线片麻岩	915	13.1	1.29
15	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	硅线片麻岩	915	21.4	0.97
16	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	硅线片麻岩	766	9.7	1.85
17	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	石榴石石英岩	570	14.7	1.43
18	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	石榴石石英岩	570	12.7	2.09
19	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	片麻岩和石英岩	818	20.3	1.73
20	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	片麻岩和石英岩	670	13.0	2.40
21	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	片麻岩和石英岩	1277	19.2	1.60
22	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	片麻岩和石英岩	1140	6.9	2.40
23	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	片麻岩和石英岩	1094	25.5	0.82
24	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	蔷薇辉石	1094	15.9	1.81
25	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	片麻岩和石英岩	1094	18.6	1.62
26	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	片麻岩和石英岩	1094	26.9	1.34
27	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	片麻岩和石英岩	1140	29.7	1.43
28	新南威尔士, 布罗肯希尔, NBHC矿	片麻岩和石英岩	1423	24.2	1.51
29	昆士兰, 芒特艾萨矿	硅化白云岩	664	19.0	0.63
30	昆士兰, 芒特艾萨矿	硅化白云岩	1089	16.5	1.28
31	昆士兰, 芒特艾萨矿	白云岩和重结晶页岩	1025	28.5	0.87
32	昆士兰, 芒特艾萨矿	页岩	970	25.4	0.85
33	N·T·坦南特湾, 沃雷戈矿	磁铁矿	245	7.0	2.40
34	N·T·坦南特湾, 沃雷戈矿	绿泥板岩, 石英	245	6.8	1.80
35	N·T·坦南特湾, 沃雷戈矿	磁铁矿	322	11.5	1.30
36	S·A·坎曼图	块状石榴石云母片岩	58	2.5	3.30
37	澳大利亚西部夏洛特矿区山脉	粒玄岩	92	11.2	1.45
38	澳大利亚西部夏洛特矿区山脉	绿岩	152	10.4	1.42
39	澳大利亚西部夏洛特矿区山脉	绿岩	152	7.9	1.43
40	澳大利亚西部坎姆巴尔夫达金矿	蛇纹岩	87	7.4	2.20
41	塔斯马尼亚, 金矿, 多尔芬岛矿	大理岩和砂卡岩	75	1.8	1.80
42	塔斯马尼亚, 波提纳	泥岩	160	8.5	1.70
43	塔斯马尼亚, 塞撒纳	石英砾岩	90	14.0	1.35
44	塔斯马尼亚, 戈登	石英岩	200	11.0	2.10
45	塔斯马尼亚, 莱尔山	石英片岩	105	11.3	2.95

续表

编号	地 点	岩石类型	深 度 (m)	σ_v (MPa)	σ_x/σ_v
46	新南威尔士, 雪山, 凤湾	闪长岩	300	12.4	1.07
47	新南威尔士, 雪山, 图马特1号发电站	石榴石和片麻岩	335	11.0	1.20
48	新南威尔士, 雪山, 图马特2号发电站	石榴石和片麻岩	215	18.4	1.20
49	新南威尔士, 雪山, 尤肯宾隧道	花岗岩	360	9.5 ^a	2.60
加 拿 大					
50	安大略, 瓦瓦, 麦克劳德矿井	菱铁矿	370	16.1	1.29
51	安大略, 瓦瓦, 麦克劳德矿井	凝灰岩	370	15.1	2.54
52	安大略, 瓦瓦, 麦克劳德矿井	凝灰岩	575	21.5	1.23
53	安大略, 瓦瓦, 麦克劳德矿井	凝灰岩	575	14.6	1.25
54	安大略, 瓦瓦, 麦克劳德矿井	变闪长岩	480	18.7	1.54
55	安大略, 瓦瓦, 麦克劳德矿井	凝石	575	26.6	1.52
56	安大略, 瓦瓦	花岗岩	345	20.0	2.50
57	安大略, 埃利奥特湖	砂岩	310	11.0	2.56
58	安大略, 埃利奥特湖	石英岩	705	17.2	1.70
59	安大略, 埃利奥特湖	辉绿岩脉	400	17.2	1.90
60	拉布拉多, 丘吉尔福尔斯	闪长片麻岩	300	7.8	1.70
61	B-C波特奇山脉	砂岩和板岩	137	6.8	1.42
62	B-S米卡达姆	片麻岩和石英岩	220	6.9	1.50
美 国					
63	科罗拉多, 兰吉里	砂岩	1910	43.5	1.04
64	内华达试点	凝灰岩	380	7.0	0.90
65	加利福尼亚, 费雷斯诺	花岗闪长岩	300	8.2	0.91
66	卡罗利纳南部, 巴德克里克	片麻岩	230	6.2	3.12
67	威斯康星, 蒙特罗	花岗岩	136	3.5	3.29
68	纽约, 阿尔马	砂岩	500	7.9	1.61
69	俄亥俄, 福尔斯, 汤申普	砂岩	810	14.1	1.25
70	路易斯安那	盐岩	270	5.5	0.95
71	俄亥俄, 巴伯顿	灰岩	830	24.0	1.94
72	爱达荷, 奥斯博, 福尔费, 萨米特矿井	泥质石英岩	1670	56.7	1.28
73	爱达荷, 伯尔克	石英岩, 矿体	1720	37.9	0.60
74	爱达荷, 新月矿井	石英岩	1620	40.3	1.17
75	科罗拉多, 红山	花岗岩	625	18.1	0.56
76	科罗拉多, 亨德森矿	花岗岩	790	24.2	1.23
77	科罗拉多, 亨德森矿	矿体	1130	29.6	0.98
78	科罗拉多, 皮塞斯盆地	油页岩	400	9.8	0.80
79	密执安德拉蒂特县	白云岩	2806	63.1	0.78
挪 威					
80	挪威北部, 比德石瓦哲矿井	片麻岩和云母片岩	200	6.0	1.92
81	挪威北部, 比德石瓦哲矿井	片麻岩和云母片岩	250	7.0	2.00
82	挪威北部, 比德石瓦哲矿井	前寒武纪岩石	70	2.8	4.64
83	挪威北部, 比耶尔纳瓦恩	片麻岩	100	2.7	5.56
84	挪威北部, 苏利特杰尔马	千枚岩	850	10.0	0.99
85	挪威北部, 苏利特杰尔马	千枚岩	900	11.0	0.55
瑞 典					
86	斯达巴克	前寒武纪岩石	915	24.7	1.56
87	文杰斯巴克	花岗岩和闪长岩	400	10.8	4.99

续表

编号	地 点	岩石类型	深 度 (m)	σ_v (MPa)	σ_h/σ_v
88	莱斯瓦尔	花岗岩	220	5.9	3.72
89	马姆贝里耶特	花岗岩	500	13.4	2.41
90	格兰耶斯贝里	前寒武纪岩石	400	10.8	2.31
91	圣律纳	前寒武纪岩石	680	18.4	1.90
92	斯坦尔达伦	前寒武纪岩石	690	18.6	2.58
93	斯坦尔达伦	前寒武纪岩石	900	24.3	2.02
94	霍福尔斯	前寒武纪岩石	470	12.7	2.74
南 非 洲					
95	津巴布韦, 沙巴尼沙	纯橄岩, 蛇纹岩	350	10.7	1.46
96	赞比亚, 卡富埃峡谷	片麻岩和角闪片岩	160	7.5	1.57
97	赞比亚, 卡富埃峡谷	片麻岩和角闪片岩	400	12.5	1.60
98	南非①, 德雷肯斯	泥岩和砂岩	110	3.0	2.50
99	南非, 埃文德, 布拉肯矿井	石英岩	508	13.9	0.99
100	南非, 埃文德, 布拉肯矿井	石英岩	1226	38.4	0.82
101	南非, 埃文德, 文克哈克矿井	石英岩	1577	49.5	0.64
102	南非, 埃文德, 金罗斯	石英岩	1320	39.0	0.48
103	南非, 费格尼亚, 莫尼矿井	石英岩	1500	33.1	0.49
104	南非, 卡尔顿维尔, 多尔枫丹	石英岩	1320	39.0	0.48
105	南非, 德班——鲁德普深矿井	石英岩	2300	68.5	0.67
106	南非, 德班——鲁德普深矿井	石英岩	2500	59.0	1.02
107	南非, 东兰德矿井	石英岩和板岩	2400	37.4	0.72
108	南非, 科伯顿, 普里斯卡铜矿井	石英岩和角闪片岩	279	8.8	1.41
109	南非, 科伯顿, 普里斯卡铜矿井	石英岩和角闪片岩	410	9.6	1.01
110	南非, 卡尔顿维尔, 西部迪普莱普矿井	石英岩	1770	45.6	0.63
111	南非, 卡尔顿维尔, 多尔枫丹矿井	石英岩	2320	58.5	0.54
112	非洲西南部, 鲁阿卡纳	花岗岩片麻岩	215	4.0	1.95
其 它 地 区					
113	英国, 威尔士北部, 迪纳威克	板岩	250	9.0	1.28
114	法国, 勃朗峰	片麻状花岗岩	1800	48.6	1.00
115	印度南部, 伊迪基	花岗岩片麻岩	360	8.3	1.96
116	马来西亚, 金马伦高地, 沃赫	花岗岩	296	10.6	1.03
117	冰岛, 雷克雅未克	玄武质角砾岩	203	5.4	0.96
118	冰岛, 雷克雅未克	玄武质角砾岩	285	7.6	0.75
119	冰岛, 雷克雅未克	玄武质角砾岩	350	9.3	0.75
120	冰岛, 雷克雅未克	玄武质角砾岩	375	10.0	0.64

①南非——在白种种族主义者统治下, 以下同。

$$\sigma_v = 0.027y$$

$$(2-1-10)$$

式中 σ_v ——垂直应力, MPa; y ——岩层高, m。

而另外两个主应力基本是水平的。如图 2-1-14。

(2) 地壳中的水平应力具有强烈方向性, 即两个水平应力 $\sigma_{h_{max}}$ 、 $\sigma_{h_{min}}$ 通常并不相等, $\sigma_{h_{max}}/\sigma_{h_{min}}$ 一般等于 0.2~0.8。可以认为地壳上部处处存在构造应力①。

①李方全, “地应力测量”, 《岩石力学与工程学报》, vol. 4 No. 1 (To 1.4), 1985。

(3) 三个主应力 σ_{max} 、 σ_{min} 、 σ_v 均随深度呈线性增加, 但增加速率因地而异。如在不同地质环境就有不同关系。在地质区和古生代褶皱带有:

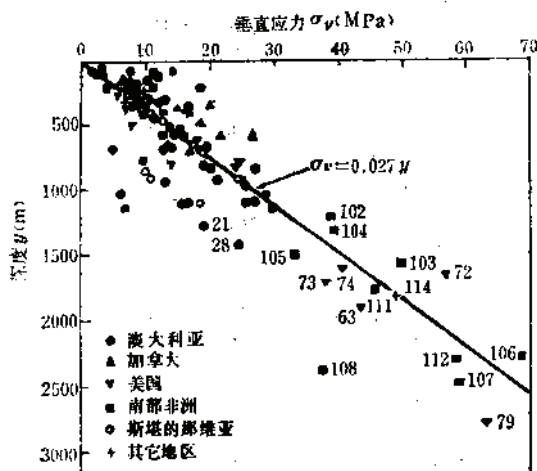


图 2-1-14 垂直应力与深度的关系

$$\frac{(\sigma_{max} + \sigma_{min})}{2} = 9.31 + 0.05y$$

$$\frac{(\sigma_{max} + \sigma_{min})}{2} / \sigma_v = 2$$

(2-1-11)

在地台中的沉积盖层, 古生代褶皱带的裂缝块状岩体以及断裂带中有:

$$\frac{(\sigma_{max} + \sigma_{min})}{2} = 2.50 + 0.013y$$

$$\frac{(\sigma_{max} + \sigma_{min})}{2} / \sigma_v = 0.5$$

(2-1-12)

如图 2-1-15 所示。

平均水平应力与垂直应力之比与深度的关系为:

$$100/y + 0.30 \leq k \leq 1500/y + 0.50$$

(2-1-13)

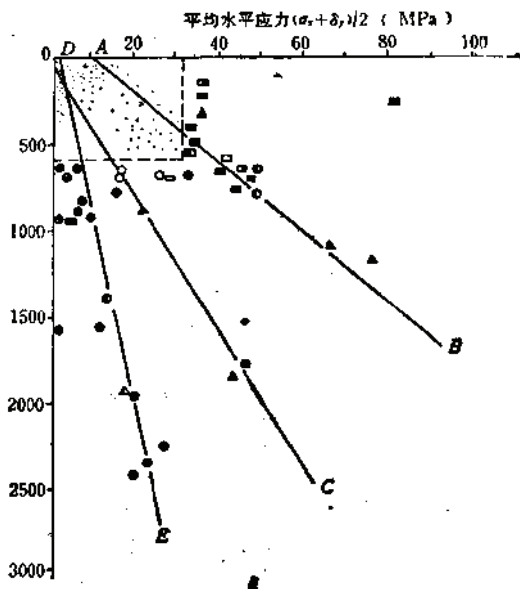
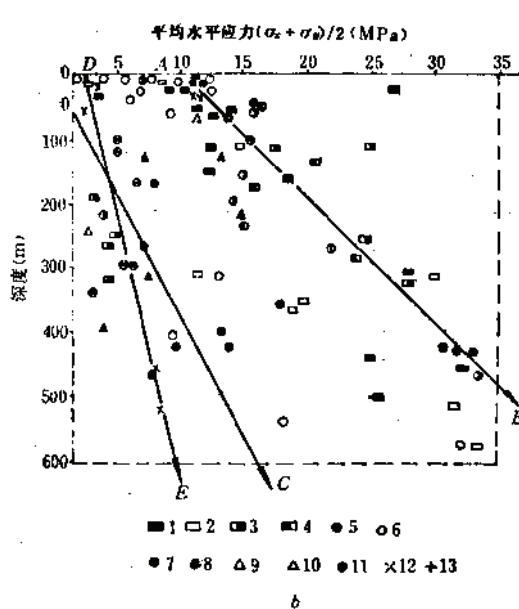


图 2-1-15 各种地质环境中水平应力随深度的变化

a—总体轮廓; b—浅部放大

图例: 地质区: 1—波罗的海 2—加拿大

3—苏联 4—非洲古生代褶皱带: 5—加里东

6—阿巴拉契亚及美国东部;

7—苏联古生代; 8—澳大利亚及其它; 9—中生代褶皱带;

10—新生代褶皱带; 11—沉积盖层; 12—断裂带; 13—其它

式中 k ——平均水平应力与垂直应力之比；

y ——岩层深度，m

如图 2-1-16

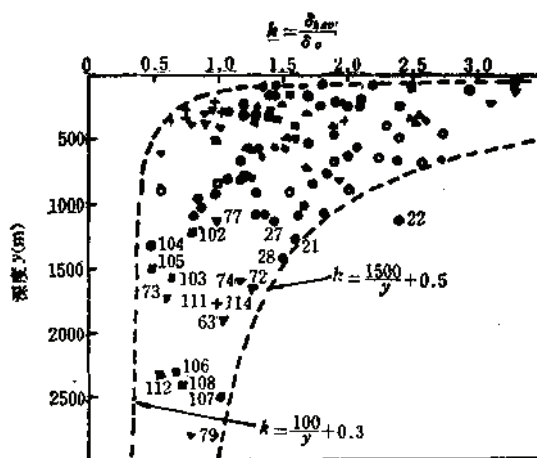


图 2-1-16 平均水平应力与铅直应力之比与地下深度的关系

1.3.2.2 中国地应力场的分布特征

对中国地应力场的认识仍基于大量实测，表 2-1-24 是我国部分地应力实测成果。据此，可得出如下分布规律。

(1) 地壳内应力状态：两个主应力基本水平，另一主应力基本垂直，与垂直方向夹角小于 30° 。三个主应力均随深度增加而增加，但增加速率因地而异，铅直主应力的大小基本与上覆岩层重量相等。在西北及西南地区，水平主应力随深度变化的规律为：

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{h_{\max}} &= 1.48 + 0.057y \\ \sigma_{h_{\min}} &= 0.62 + 0.03y \end{aligned} \right\} \bullet \quad (2-1-14)$$

在华北地区为：

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{h_{\max}} &= 0.392 + 0.032y \\ \sigma_{h_{\min}} &= 0.33 + 0.029y \end{aligned} \right\} \bullet \quad (2-1-15)$$

在江苏新沂为：

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{H_{\max}} &= 0.22 + 0.043y \\ \sigma_{H_{\min}} &= 0.33 + 0.029y \end{aligned} \right\} \quad (2-1-16)$$

式 (2-1-14)、(2-1-15)、(2-1-16) 中

y ——深度，m，

σ ——主应力，MPa。

(2) 水平应力亦具有很强的方向性，即两个水平主应力的大小很少相同。最小水平主应力与最大水平主应力之比为 $0.3 \sim 0.7$ 的约占 70%。

① 李方全，《地应力测量、构造应力场与工程》，国家地震局地质地质大队。

我国部分地应力测量结果表

表 2-1-24

测量地点	岩石名称	最大主应力 (MPa)	中间主应力 (MPa)	最小主应力 (MPa)	最大主应力方向	测点深度 (m)
金川二矿东	大理岩	2.35		2.25		20
金川二矿东	大理岩	4.12		3.43	N20°E	44
金川二矿东	大理岩	24.01		10.58	N30°E	375
金川二矿西	花岗岩	24.01		15.09	N25°W	480
金川二矿东	大理岩	49.0	32.73	27.63	N13°W	460
金川二矿38行	特富矿	31.36	20.07	20.19	N32°E	480
金川龙首矿	富矿体	33.71	20.68	2.55	N42°W	240
金川龙首矿	大理岩	16.46	11.86	5.68	N28°W	120
葛洲坝	灰岩	3.49	2.62	1.73	N288.9°W	120
二滩水电站坝	玄武岩	48.41	19.79		N28°E	55
二滩水电站坝	玄武岩	59.78	31.36		N50°E	610
河北隆尧	灰岩	7.55		4.12	N54°W	约30
顺义吴雄寺	灰岩	2.55		0.39	N73°W	约30
顺义漫山	灰岩	0.39		0.09	N58°W	约30
北京温泉	灰岩	3.53		2.16	N65°W	约30
北京昌平	灰岩	1.18		0.78	N75°W	约30
北京大灰厂	灰岩	2.06		0.88	N35°W	约30
辽宁海城	菱铁矿	9.11		5.78	N87°E	约30
辽宁营口	白云岩	16.27		10.19	N84°W	约30
河北隆尧	灰岩	3.14		1.96	N87°E	约30
滦县	灰岩	5.68		2.94	N84°E	约30
滦县	灰岩	6.47		3.14	N89°W	约30
顺义吴雄	灰岩	3.53		1.67	N83°W	约30
北京温泉	灰岩	5.29		3.04	N67°W	约30
唐山凤凰山	灰岩	2.45		1.65	N47°W	约30
三河孤山	灰岩	2.06		0.49	N69°W	约30
怀柔拔头村	灰岩	4.02		1.08	N77°E	约30
房山歇息岗	花岗岩	8.53		4.41	N50°E	
唐山凤凰山	灰岩	2.25		1.08	N77°E	约30
唐山凤凰山	灰岩	1.57		0.98	N71°E	约30
唐山凤凰山	灰岩	1.57		0.98	N71°E	约30
河北滦县	灰岩	4.90		3.53	N82°E	约30
山东济南	灰岩	3.14		0.59	N5°W	约30
山东安丘	灰岩	3.04		1.96	N84°W	约30
山东青岛	花岗岩	2.55		1.37	N74°E	约30
江苏新沂	红砂岩	1.67		1.27	N25°W	约30
安徽定远	灰岩	4.02		1.96	N50°E	约30
安徽宿县	灰岩	4.81		2.65	N86°E	约30
安徽无为	灰岩	1.08		0	N83°W	约30
中条铜矿峪矿	花岗岩闪长斑岩	11.76	6.84	1.85	N86°E	100
南京栖霞矿	灰岩	6.96	1.47	0.72	N79°W	150
长江山峡坝区	岩紫岩	10.98	5.19	3.48	N45°E	146
长江山峡坝区	沉积岩	3.33	2.31	1.74	N45°E	50
葛洲坝	砂岩	2.94	2.34	1.47	N20°E	50
葛洲坝	砂岩	3.00	2.57	1.47	N26°E	40
湖南锡矿山	灰岩	15.48	11.86	8.23	N35°W	300

(3) 最大水平剪应力随深度的变化如图 2-1-17 所示。在西南及西北地区可表示为:

$$\tau = 0.8 + 0.012y \quad (2-1-17)$$

在华北地区为:

$$\tau = 0.3 + 0.007y \quad (2-1-18)$$

在唐山为:

$$\tau = 0.003y \quad (2-1-19)$$

式中 τ ——最大水平剪应力, MPa。

(4) 最大水平主应力的方向分布。中国大陆地应力场的大致轮廓是华北地区以太行山为界分为两个应力区: 太行山以东的华北平原及其周围山区最大主应力轴为近东西向; 太行山以西的山西地堑区, 最大主压应力轴为近南北向。

秦岭东西向构造带以南的华南地区水平主压应力的方向表现为北西西至北西向。

东北地区主压应力轴大致以北东东向为主。

西部地区主应力轴以北东东向为主, 一些地方为近南北向。

西南地区的地应力场的分布比较复杂。沿南北构造带东侧的小江断裂沿线附近, 最大主压应力方向近东西向。从此线向西, 包括澜沧江断裂以北, 鲜水河断裂以南的断块区, 逐渐转为北北西向。澜沧江断裂以南地区以北东东或近南北向为主。似乎以此断裂为界, 南北两边的应力状态发生了较大变化。

上述构造轮廓如图 2-1-18 所示。

1.3.2.3 地应力分布的影响因素

地应力的分布一般受以下四个因素的影响:

1. 岩石自重的影响

岩石自身重量引起地应力。地壳内任一点的自重应力大小按 Haim 公式计算:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_v &= \gamma \cdot y \\ \sigma_h &= \frac{\mu}{1-\mu} \gamma \cdot y \end{aligned} \right\} \quad (2-1-20)$$

式中 γ ——岩石平均容重, N/m^3 ;

μ ——岩石泊松比;

y ——岩层高, m;

σ_v 及 σ_h ——垂直应力和水平应力, MPa。

2. 地质构造的影响

地壳浅层的天然应力场可分为大地静应力场与大地动应力场两种基本类型。前者由岩

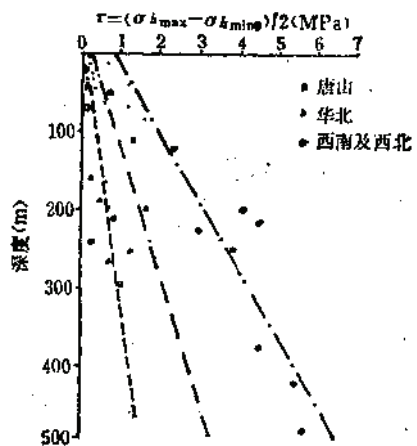


图 2-1-17 最大水平剪应力随深度的变化

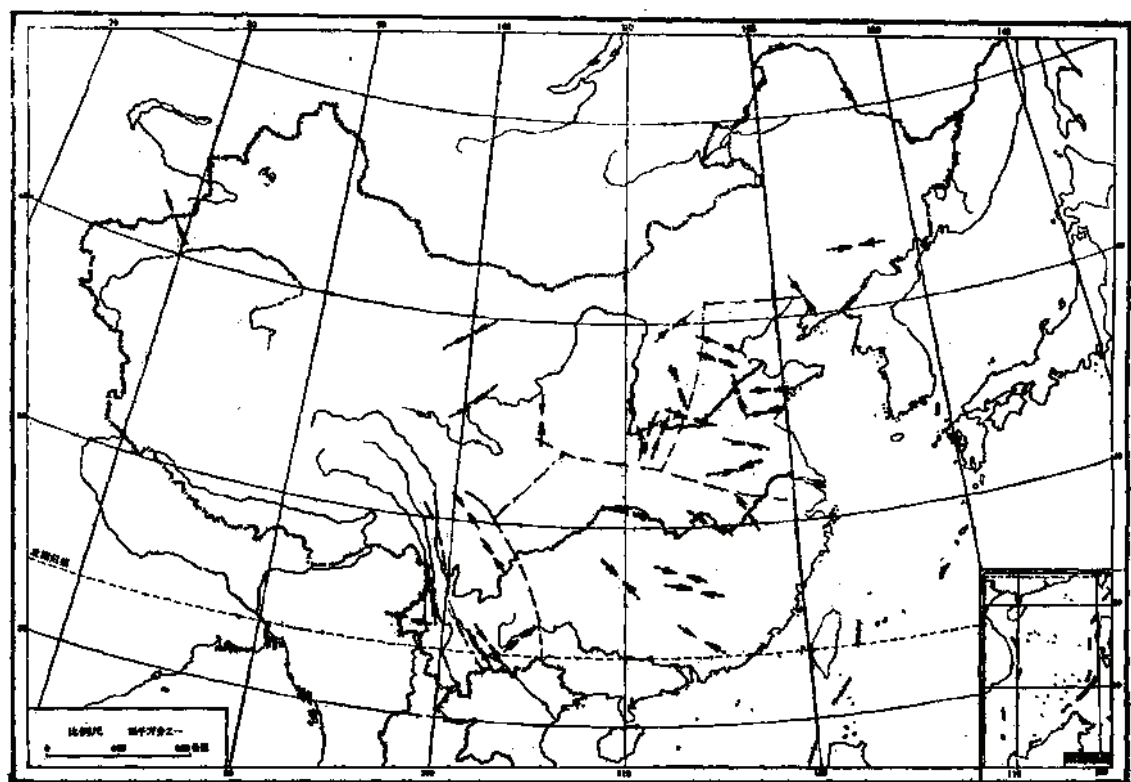


图 2-1-18 中国大陆地应力场轮廓●

石自身重量决定,呈一定可寻规律;后者则由地质构造条件决定,且控制着应力的方向、量级和分布特征。一般,在水平面内,最大主压应力垂直于构造线方向;在垂直平面内最大主应力与地层呈小角度相交。表 2-1-25 与图 2-1-19 是北京房山县煤孤岭断裂附近的图象;图 2-1-20 是美国加利福尼亚州圣安德烈斯断层附近的应力图象。图 2-1-21 是南京栖霞铅锌矿区主应力与构造迹线的关系。

北京房山县煤孤岭断裂附近最大主应力与断裂走向的关系表①

表 2-1-25

测量地点	最大主压应力 (MPa)	最小主压应力 (MPa)	最大主压应 力方向	弧形断裂走向	断裂走向最大主 压应力方向夹角
大灰厂	2.06	0.88	N35°W	N66°E	<79°
北车营	5.68	2.35	N19°W	N73°W	<54°
三福村	2.25	0.78	N39°E	N19°E	<20°
东庄子	6.27	0.49	N66°E	N10°E	<56°
房山煤矿	0.84	0.55	N74°E	N 5°W	<79°
歇息岗	5.78	3.33	N59°E	N10°W	<69°

①孔叶等,《北京煤岭弧形断裂现今应力状态》,国家地震局地震地质大队,1983。

●李方全,《地应力测量、构造应力场与工程》,国家地震局地震地质大队。

但也有相反情况,如苏联的克里沃罗格煤田最大主压应力方向与萨克萨干向斜轴平行。

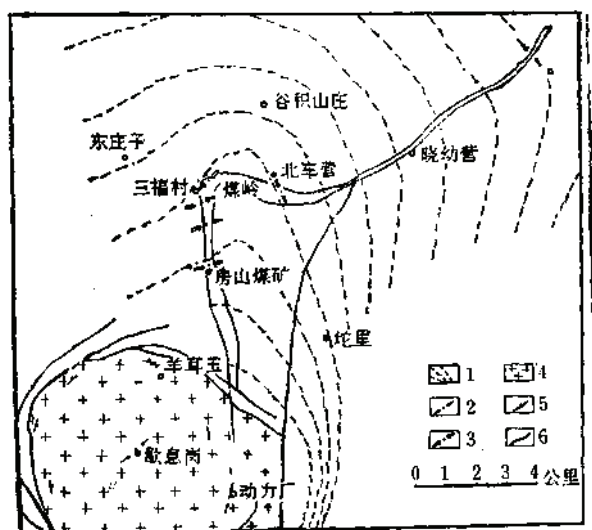


图 2-1-19 北京房山煤岭弧断裂附近主压应力分布图

1—最大主压应力迹线; 2—实测最大主压应力方向; 3—岩组分析的最大主压应力;
4—房山侵入体; 5—岩体面状构造产状; 6—断层

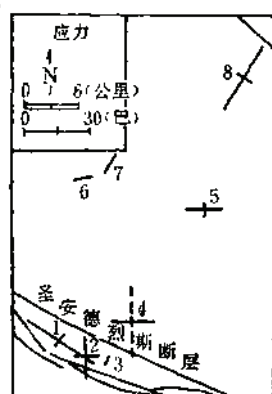


图 2-1-20 美国南加利福尼亚圣安德烈附近应力图象

图中实线示压应力; 虚线示张应力

1、2、3、4、5、6、7、8—应力测点编号

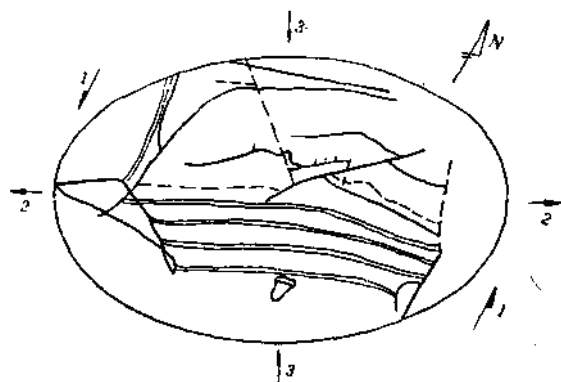


图 2-1-21 南京栖霞铅锌矿区最大主压应力与构造形迹的关系

1—力偶; 2—张应力; 3—压应力

统计资料还表明: 在未经构造变动的沉积覆盖层中的垂直应力大致等于上覆岩层自重; 在构造变动轻微的岩体中, 其垂直应力约比覆盖层中自重大20~30%; 而在受构造变动剧烈的垂直应力远高于自重垂直应力。如在背斜构造岩体中的垂直应力大约是自重应力的2.9~3.8倍。

3. 岩性的影响

岩体中的天然应力是能量聚集和释放的结果。因此, 在地质构造环境相同的地区, 岩石中的天然应力量级是岩石性质(如弹性模量、泊松比、强度等)的函数。一般, 岩石的

弹性模量、强度高,天然应力的量级就大。统计资料表明,在弹性模量相差1.5个量级的两种岩体中,其天然应力相差一个量级左右。

4. 地形地貌条件的影响

不同地形引起应力释放或应力集中。一般,山谷底部的地应力大于平坦地区同样深度处的地应力。地形地貌也影响应力方向,在河谷区的最大主应力方向有时平行于山坡坡向,有时却与等高线方向一致。表2-1-26与图2-1-22是苏联纳伦河托克托古尔水电站的应力测试结果。

苏联纳伦河托克托古尔水电站测试结果表

表2-1-26

地 点	谷 坡 地 质 年 代	钻孔深度 (m)	测点深度 (m)	应力(MPa)			最大应力/ $\gamma \cdot H$
				计 算 值 $\gamma \cdot H$	测 量 值		
					最大应力	最小应力	
纳伦河托克托古尔水电站 (左 岸)	Q ₄	10.0	45	1.18	11.76	8.82	10.0
		9.1	93	2.45	6.47	5.59	2.6
		7.1	150	3.92	6.86	7.84	1.7
		5.1	287	4.90	10.49	13.03	2.1
		7.6	194	5.10	10.78	12.74	2.1
		5.0	56	1.47	-1.96	-7.15	
	Q ₃	8.0	86	2.25	6.37	2.94	2.8
		7.0	112	2.94	4.61	4.60	1.5
		10.0	138	3.63	9.31	7.35	2.5
	Q ₂	7.0	75	1.96	2.84		1.4
		7.1	150	3.92	2.94	2.74	0.7
(右岸)	Q ₃	8.3	93	2.45	2.74	2.94	1.1
		8.5	142	3.72	7.06	5.49	1.9

实测资料表明,从谷坡到山体内部可以分出三个应力带;第一带,靠近谷坡表面为应力降低带;第二带为应力增高带;第三带,为应力平衡带。统计资料还表明:应力降低带的厚度与河谷发育史有关。在现代侵蚀范围内,约2~5m;在上第四纪侵蚀范围内,约20~30m;在中第四纪侵蚀范围内,约60~100m。

1.3.3 高应力场的特殊地质现象

在高应力场作用下,岩石常显现特殊地质现象,常见的特殊地质现象包括岩石脆裂与岩石的“倾倒体”现象。岩石脆裂又包括饼状岩心现象与岩爆。

1.3.3.1 岩石脆裂现象

1. 饼状岩心现象

岩石钻孔中大量出现厚薄均匀,外貌似“麻饼”的岩心,称饼状岩心。饼状岩心的特征是:破裂面新鲜粗糙,不见原生或构造形迹;不论钻探尺寸如何,所采取的饼状岩心都呈椭圆形;破裂岩心在钻孔相间密集成带出现。图2-1-23是饼状岩心现象的一个实

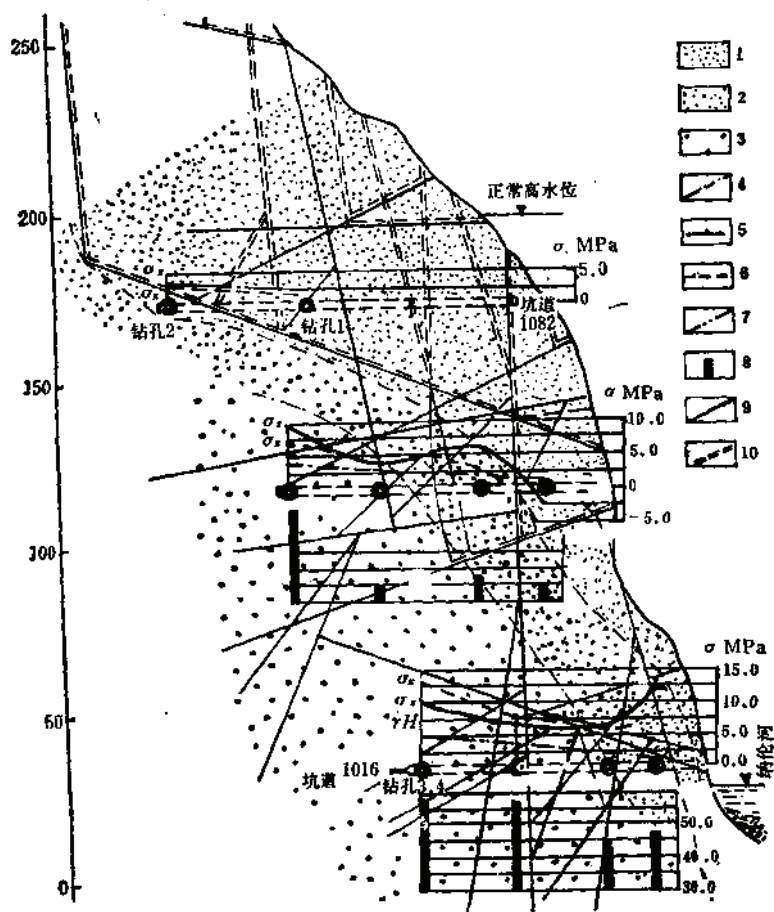


图 2-1-22 苏联托克托古尔水电站坝段裂隙灰岩中应力分布图

- 1—应力偏低带；2—应力偏高带；3—实际上的应力恒稳带；
4—应力值大小和岩石状态，不同的地带的分界线；5、6—测到应力（MPa）
（5—垂直应力，6—水平应力）；7—由岩石重量计算出的应力 $\sigma = \gamma \cdot H$ ；
8—动力弹性系数；9—大的构造裂隙；10—谷坡卸荷裂隙

例。

饼状岩心现象是高应力场的一种特殊地质现象，反过来，又可据此估算应力分布。式（2-1-21）●与表 2-1-27●是估算的一个实例。

- | | | |
|-----|-------------------------|-----------------|
| 1—A | $q_1 = 0.188[\sigma_c]$ | $q_2 = 0$ |
| 1—B | $q_1 = 0.294[\sigma_c]$ | $q_2 = 0.25q_1$ |
| 1—C | $q_1 = 0.360[\sigma_c]$ | $q_2 = 0.5q_1$ |
| 1—D | $q_1 = 0.402[\sigma_c]$ | $q_2 = 0.75q_1$ |
| 1—E | $q_1 = 0.383[\sigma_c]$ | $q_2 = 1.0q_1$ |

(2-1-21)

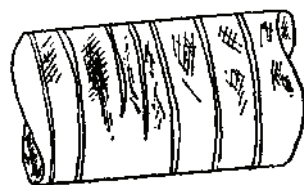


图 2-1-23 饼状岩心现象

式中 q_1 ——较大水平地应力，MPa；

●侯发亮等“应力解除时岩心中的应力状态及饼状岩心破裂成因分析”《岩石力学与工程学报》，No1，1986。

q_2 ——较小水平地应力, MPa;
 $[\sigma_c]$ ——岩石抗压强度, MPa。

岩心挠曲度与组合状态对应表

表 2-1-27

组合状态	1-A	1-B	1-C	1-D	1-E	备 注
挠曲角度 φ	18.3°	13.2°	7.7°	3.5°	0°	φ 系平均 角度

注: $E=400\text{GPa}$ $\mu=0.3$ 岩心直径0.1m

但一般而论, 在出现饼状岩心的地区可用式(2-1-22)估算。

$$\left. \begin{aligned} \sigma h_{\max} &\geq \frac{1}{4} \sigma_c & l \leq R \\ \sigma h_{\max} &\geq \frac{1}{2} \sigma_c & l > R \end{aligned} \right\} \quad (2-1-22)$$

式中 l ——钻孔长度, m;

R ——洞室半径, m。

2. 岩爆

当岩石被挤压到超过它的弹性极限, 岩体积累了大量的弹性应变能时, 一旦开挖形成了自由边界条件, 岩块和岩片伴随着巨大的声响喷射出来, 便产生岩爆。这是岩体初始应力释放的又一现象。

岩爆对安全及施工有直接危害, 应尽量避免。岩爆发生前有声效应, 可用声发射仪寻找可能出现岩爆的地区, 以利采取相应措施。

发生岩石脆裂必须具备: 新鲜、坚硬、完整岩石; 高地应力作用; 弹性应变能以势能的形式储存在岩体内; 钻探或开挖形成自然边界条件导致岩石弹性恢复。

1.3.3.2 “倾倒体”现象

挤压紧密的陡倾岩层, 在一定条件下, 应力释放, 促使岩体沿某一明显界面向着变形临空面一侧发生弯折, 这种现象称“倾倒体”现象。“倾倒体”是岩体初始应力释放的又一特殊地质现象。在工程中, 为避免“倾倒体”现象的发生, 应实测岩体初始应力以找到主应力与压性结构面, 使开挖边坡走向或地下建筑物长轴轴线垂直于或大角交于结构面。

1.3.4 次生应力场的一般分布特征

1.3.4.1 巷道周边的次生应力场分布特征

当把岩石视为弹性体时, 巷道周边的应力分布已有理论结果, 如图2-1-24。但岩石并非各向同性的理想弹性体, 因此, 实测结果与理论结果有一定差异。图2-1-25是一般实测结果。实测结果表明: 在巷道周边存在三个应力区: I区, 应力弱化区, 应力弱化区的厚度约为巷道直径的一倍; II区, 应力集中区, 应力集中区的厚度约为巷道直径的2~4倍; III区, 为应力平衡区。表2-1-28、图2-1-26、图2-1-27是铜录山铜矿-125m水平17穿实测的巷道周边的应力分布。

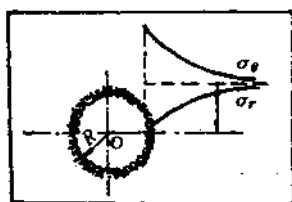


图 2-1-24 巷道周边应力分布（理论）
 σ_r —径向应力； σ_θ —切向应力

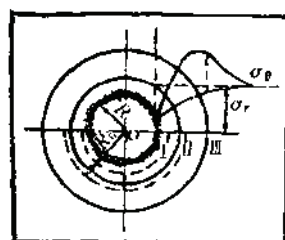


图 2-1-25 巷道周边应力分布（实测）
 σ_r —径向应力； σ_θ —切向应力

-125m水平17穿脉围应力分布表

表 2-1-28

测点号	孔深 (m)	岩石名称	在绝对坐标 0—xyz 中的应力分量 (MPa)					
			σ_x	σ_y	σ_z	τ_{xy}	τ_{yz}	τ_{zx}
1	1.38	大理岩(含铜)	2.58	2.30	0.93	0.58	-0.31	-0.19
2	3.23	含铜磁铁矿	0.81	-0.43	4.18	-1.45	1.18	-3.10
3	3.48	含铜磁铁矿	6.55	1.42	13.73	-0.05	-0.29	-0.10
4	4.43	大理岩(含铜)	2.84	0.86	3.46	0.48	0.42	-1.17
5	5.23	大理岩(含铜)	4.34	4.36	6.52	0.88	3.43	-3.95
6	8.10	大理岩(含铜)	3.99	5.26	3.08	0.53	2.83	-1.63

注：1. 孔深指巷道表面距离。

2. 坐标x—为沿穿脉方向；y—为铅直方向；z—为沿走向。

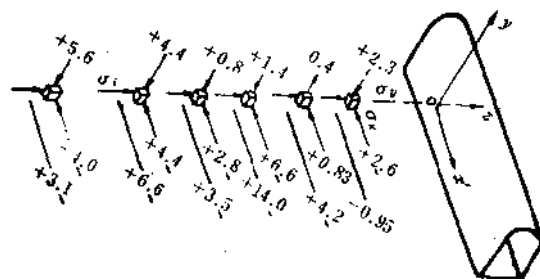


图 2-1-26 -125水平17穿脉 σ_x 、 σ_y 、 σ_z 分布

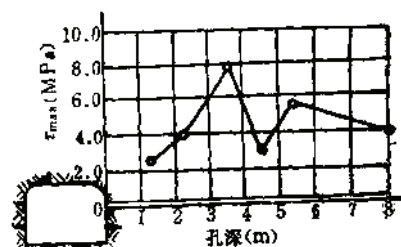


图 2-1-27 -125水平17穿脉巷道周围最大剪应力分布图

1.3.4.2 岩体边坡的次生应力场分布特征

岩体边坡的次生应力场是岩体天然应力场与卸荷作用所形成的局部应力场综合作用的结果。岩体天然应力状态对边坡重分布应力场的影响程度，取决于坡面方向与天然应力的方向关系及水平应力与铅直应力的比值，即 σ_h/σ_v 。当铅直应力为最小主应力，两个水平主应力分别垂直和平行于边坡走向时，则 σ_h/σ_v 愈大，平行于坡面的切向应力 σ_t 就愈大，也愈不利于边坡的稳定。

图 2-1-28 是 45° 边坡在不同 σ_h/σ_v 条件下平行于坡面的切向应力分布。

1.3.5 地应力测量

地应力测量 1932 年始于美国, 由利尤兰斯首先发明解除法, 并相继传入世界许多国家, 并在美国、苏联、西欧、加拿大、中国、东欧、印度、日本和澳大利亚等许多国家取得了相当成果。30~40 年代各国多用恢复法。50 年代各国陆续发展了一些在钻孔中进行应力测量的仪器, 采用应力解除法。近年来随着开发技术的发展出现了水压致裂法。

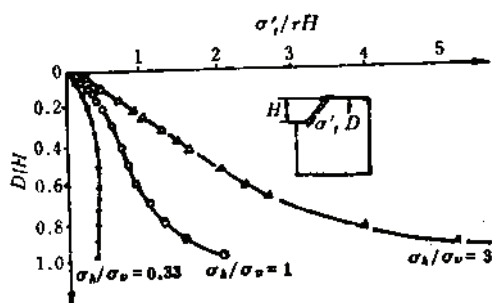


图 2-1-28 45° 边坡在不同 σ_h/σ_v 条件下平行于坡面的切向应力分布图

近几十年地应力测量发展阶段的主要特点可以归结为:

(1) 是短时间破坏性和非破坏性测量;

(2) 测静态应力;

(3) 计算主应力方向和大小的公式建立在岩体各向同性和线弹性假设的基础上;

(4) 测到的是地下各种地应力的综合;

(5) 测量集中于地表浅层。

1.3.5.1 地应力测量点的选择

地壳应力测量工作中, 测点选择很重要, 选点是否合理将直接影响测量结果的价值, 通常, 在地应力测量点的选择和部署工作中, 应注意以下问题:

(1) 明确地应力测量工作的目的, 地应力测量点应尽量布置在研究对象附近。因为, 尽管地壳中地应力的分布是以场的方式出现, 一定范围的应力场有其总的规律, 但由于岩体的各向异性, 各处边界条件的差异, 所以, 一定范围内的不同测点地应力值又会不同。

(2) 尽可能在地下数十米处作测量。实测资料表明, 主应力的方向在近地表处离散度较大, 只有在超过 10~30m (依地区而定), 主应力方向才有一致性。浅层应力状态受局部构造的影响明显。如在小断裂附近, 最大水平主应力与断层近于平行; 而山脉附近, 最大主应力又往往垂直于山脉走向。为使地应力绝对值的测量结果具有较好的代表性, 应采用超过 20m 的钻孔, 或在矿井中测量。

(3) 注意活动断层对应力场的影响。对这个问题的处理取决于测量目的。实测资料表明, 在活动断层附近, 水平应力值偏低, 与垂直应力之间的关系也比较复杂。若要避开活动断层的影响, 测点应距活动断层数公里。图 2-1-29 与图 2-1-30 分别是圣安德烈斯断层与郯庐断裂附近的应力状态。

(4) 应尽量避免应力畸变区, 不稳定区及干扰源。通常的地应力绝对值测量点, 均应避开应力畸变区, 如热异常区、基岩表面起伏剧烈的地段。计算给出、弧形槽底处应力集中, 而在山峰处应力值偏低, 甚至应力符号改变。

(5) 在硐室内作地应力测量时钻孔深度的确定。硐室周围的应力分布参见图 2-1

-25。一般，应力测孔须穿过洞室的应力弱化区和应力集中区。为此，钻孔深度应大于3

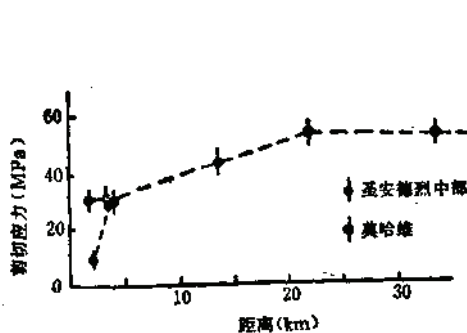


图 2-1-29 圣安德烈斯断层带
剪应力值随测点到断层的距离的变化

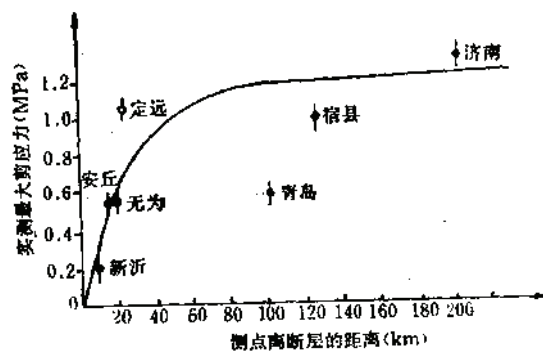


图 2-1-30 郯庐断裂带各测点最大剪应力
值随测点到断层的距离的变化

~5 倍洞室半径。因应力分布因地而异，在布置大量测点时，有必要选定某一测点，从巷道壁至里逐一测试，摸清研究区洞室附近的应力分布特征，以确定其它点的测孔深度。

1.3.5.2 地应力测量方法

地应力测量方法很多，如表 2-1-29。地应力测量大致可分为五大类，即：形变类、构造类、地震类、电磁类、放射性类。但在采矿工程中，多用形变类与构造类，少部分使用电磁类，且在采矿工程中常须地应力的绝对值测量，而不太需要对地应力的相对值进行观测。因此，以下叙述形变类与构造类的部分地应力绝对值测量方法。

1. 形变法

1) 孔壁应变法

(1) 应变片测量孔壁周向应变

此法较适用测量平面应力，也可用做测量三维应力。

测平面应力时，可在—钻孔的三个周向粘贴应变片，如图 2-1-31，平面应力状态可按式 2-1-23 联立求出。

$$\varepsilon_{\theta_i} = [\sigma_x(1 - 2\cos\theta_i) + \sigma_y(1 + 2\cos\theta_i) + 4\tau_{xy}\sin 2\theta_i] / E \quad (2-1-23)$$

式中 ε_{θ_i} ——周向应变测值；

E ——岩石弹性模量，MPa；

σ_x 、 σ_y 、 τ_{xy} ——平面应力分量，MPa。

测三维应力时，则须三个互相垂直的钻孔，每个钻孔至少测量两个不同角度的周向应变，若以三个钻孔轴定出 xyz 坐标系，则应力分量可按式 (2-1-24) 求解

$$\varepsilon_{\theta_{1,2}} = [(\sigma_x + \sigma_y) - 2(1 - \mu^2)(\sigma_x - \sigma_y)\cos^2\theta_{1,2} - 4\tau_{xy}(1 - \mu^2)\sin 2\theta_{1,2} - \mu\sigma_z] / E \quad (2-1-24)$$

●李方全等，“华北及郯庐断裂带地应力测量”，《岩石力学与工程学报》，No. 1，1982。

岩体应力测量方法的分类与特征表

表 2-1-29

类别	组别	方 法	物理参数	测量基线	测量工具	应力计算方法	测量参数
微 观 形 变	解 除 法	钻孔底部解除法	钻孔底上解除的弹性变形	2~3cm	张量电阻器、光弹传感器, 附有张量电阻器的应变计	用模型试验确定的分析公式和关系式	测量面主(准主)应力的数值和方向
		中心钻孔壁解除法	中心钻孔壁上的弹性变形	1~2cm	张量电阻器	分析公式	观测截面(准主)应力的数值和方向
		中心钻孔底部和孔壁解除法	中心钻孔壁的径向弹性变形和逆向蠕变的变形	2~5cm	张应变计、电容应变计、弦式应变计	分析公式	测量面主(准主)应力的数值和方向
		半解除法	巷道壁和矿柱周边岩石的弹性变形	2~50cm	张量应变计和弦式应变计、机械指示器	分析公式	巷道壁或矿柱壁(准主)应力的数值和方向
		补偿荷载法	巷道表面解除的弹性变形和继续荷载的弹性变形	2~50cm	张量应变计和弦式应变计、机械指示器、压力计	压力计直接测定	巷道表面法线主(准主)应力的数值和方向
	变 形 量 法	钻孔壁形变量法: 高弹性变形低弹性变形, (流体传感器—压力差法) 非弹性变形(钻孔法及其它)	钻孔壁的径向变形	3~4cm	光弹传感器(硅酸硼玻璃) 液压传感器、压力计	分析公式、校准曲线、分析公式	垂直于钻孔轴的应力增量及方向, 压力增量值
			根据传感器中液体的压力和流量测定钻孔壁的径向变形	3~8cm			
			钻孔壁的径向变形和纵向变形	2~10cm 10~50cm (纵向)	张量应变计、电容应变计、电阻应变计、感应应变计、弦式应变计	分析公式	垂直于钻孔轴的平面应力增量及方向
	宏 观 形 变	钻孔周围应力场的扰动法	平行的钻孔和裂隙形成时发生的孔壁径向变形	3~8cm	各种类型的应变计	分析公式	应力值和方向
		巷道壁形变量法	巷道的径向变形和巷道壁表面的变形	50~500cm	机械应变计电阻应变计、弦式应变计、张量应变计	由应变转换应力的分析公式(研究不够)	应力增量
		大地测量法(水准仪测量和经纬仪测量)	地表和地下巷道内测点的垂直位移与水平位移。	2km以下	水准仪、经纬仪、测线工具	几何制图和分析公式	应力值和方向

续表

类别	组别	方 法	物理参数	测量基数	测量工具	应力计算方法	测量参数
形 变	宏观形变	高精度水准三角测量法	地表测点的垂直位移和水平位移	1.5~25km (三角测量的边长) 到 200km (闭合多边形的边长)	经纬仪、水准仪	几何制图和计算, 函数相关关系	现代应力作用方向有倾斜特征的水平位移和垂直位移的方向和强度, 以及切应力
		在钻孔底和钻孔壁压入冲头	冲头压入的深度, 冲头上的压力	2cm以下	定时指示计、压力计	校准曲线	平均应力值
构 造	宏观构造	水力压裂法	裂隙的方向, 破裂造成的压力值	1m以下	液压传感器、压力计	分析公式	钻孔破裂段应力的方向和数值
		钻孔时在岩心中产生的裂隙, 几何形状分析法	裂隙方向, 岩芯排的厚度	0.3m以下	地质罗盘、皮尺	裂隙形成与应力值的函数相关关系	作用力的方向与近似值
		在巷道周围产生的裂隙和剥落的几何形状分析	巷道上的岩石逐渐剥落的巷道和剥落的几何形状	1m以下	地质罗盘、皮尺	几何制图; 裂隙、剥落的形成与应力值的函数相关关系	作用应力的方向与近似值
		构造反推法	裂隙方向	由几十米到几十公里	地质罗盘、皮尺	几何制图	裂隙形成期作用应力的方向和近似值
	微观构造	显微构造分析法	矿物颗粒和小地质体变形的方向	几厘米以上	偏光显微镜, X光衍射微观分析仪	赤平极射投影, 几何制图	引起变形的应力作用方向
地 震 类	超声波组	超声波发射法	岩体中弹性超声波的速度和幅度	10~150cm	超声波传感器 (辐射器和接收器)	波速与应力关系校准曲线	应力的数值与方向; 应力变化的相对定性鉴定
		超声波测井法	超声纵波和面波的速度和幅度	1~50cm	超声波传感器 (辐射器和接收器)	波速与应力关系的校准曲线	应力的数值与方向; 应力变化的相对定性鉴定
	脉冲地震组	冲击地震法	弹性纵波与横波的速度	0.1~30m	接收传感器	校准曲线	根据波速特征曲线的各向异性值及变化对岩体应力相对定性鉴定
		爆破地震法	弹性纵波和横波的速度	100m以上	接收传感器	校准曲线	根据波速特征曲线的各向异性值及其变化对岩体应力相对定性鉴定

续表

类别	组别	方 法	物理参数	测量基线	测量工具	应力计算方法	测量参数
地震类	脉冲地震组	振动地爆法	弹性纵波速度	100m以上	接收传感器	校准曲线	根据波速特征曲线的各向异性值及其变化对岩体应力相对定性鉴定
	地震声波组	地震法	地壳内受到爆炸破坏时产生的弹性纵波初至	几十公里	地震检波器	赤平极射投影网几何制图	主应力的方向
		微震地震法	自生微破裂在单位时间内的数量、幅度、脉冲衰减、波长	几十米以下	地震探测器, 地震接收器	校准曲线	最大作用应力值
	电法组	电阻法	岩石电阻率	从0.1m到几十米	电位计	校准曲线, 分析公式	定性估计, 应力定量测定值
放射类	磁法组	导磁率法	磁化率	由几十厘米到几百米	磁力仪	校准曲线	应用的范围未确定
	γ射线组	γ—透视法	γ—射线衰减强度	1m以下	γ—放射源、放射性仪器	校准曲线	应用的范围未确定
		γ—γ测井	γ—射线衰减强度	1m以下	γ—放射源、检波器、计数器	校准曲线	应用的范围未确定

$$\varepsilon_{\theta_{3,4}} = [(\sigma_y + \sigma_z) - 2(1 - \mu^2)(\sigma_y - \sigma_z)\cos 2\theta_{3,4} - 4\tau_{xz}(1 - \mu^2) \times \sin 2\theta_{3,4} - \mu\sigma_y] / E$$

(2-1-24)

$$\varepsilon_{\theta_{5,6}} = [(\sigma_z + \sigma_x) - 2(1 - \mu^2)(\sigma_z - \sigma_x) \times \cos 2\theta_{5,6} - 4\tau_{yz}(1 - \mu^2)\sin 2\theta_{5,6} - \mu\sigma_x] / E$$

式中 $\varepsilon_{1,2}$ ——垂直于 z 轴平面的应变;

$\varepsilon_{3,4}$ ——垂直于 x 轴平面的应变;

$\varepsilon_{5,6}$ ——垂直于 y 轴平面的应变;

θ_i ——应变片角度;

$\sigma_x, \dots, \tau_{zx}$ ——岩体三维应力分量, MPa。

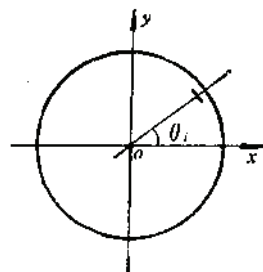


图 2-1-31 孔壁周向应变布置示意图

实测应变时, 用应力解除法。应力解除的程序如图 2-1-32。具体作法是: 在预定点点按一定方向钻大孔 (如 $\phi 86$ 、 $\phi 90$ 、 $\phi 130$ 、 $\phi 150$), 孔深要足够大以使测点能超过应力扰动区 (参见 1.3.5.1), 如图 2-1-32a; 磨平孔底, 钻小孔 ($\phi 26$ 、 $\phi 36$ 等); 如图 2-1-32b; 清洗小孔壁, 安装传感元件, 如图 2-1-32c; 套芯实现应力解除, 如图 2-1-32d; 电阻应变仪测值, 如图 2-1-32e。

(2) 应变花测量孔壁应变

该法也称黎曼法 (60年代早期由 Leeman 发明)。黎曼应变计结构如图 2-1-33,

共有三个应变花，每个应变花包含三个应变片，由此测得不同方向的孔壁应变，求出三维

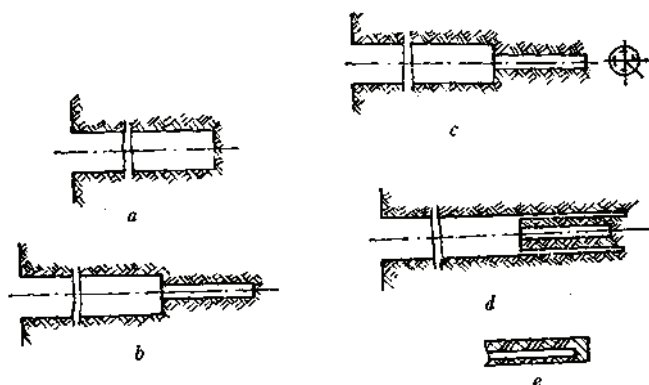


图 2-1-32 应力解除程序

a—打大孔；b—磨平孔底并钻小孔；c—安装元件；d—解除；e—解除完毕

应力分量。计算基于虎克定律，采用数理统计法，岩体最佳应力分量如式（2-1-25），

$$\begin{pmatrix} AA_{11} & AA_{12} & \dots & AA_{16} \\ AA_{21} & AA_{22} & \dots & AA_{26} \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ AA_{61} & AA_{62} & \dots & AA_{66} \end{pmatrix}$$

$$\begin{pmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \vdots \\ \tau_{zx} \end{pmatrix} = E \begin{pmatrix} A_{17} \\ A_{17} \\ \vdots \\ A_{67} \end{pmatrix} \quad (2-1-25)$$

$$\text{式中 } AA_{ij} = \sum_{k=1}^n Ak_i Ak_j \quad i, j = 1 \sim 6;$$

K ——电阻应变片的总序号 $K = 1 \sim 9$ 。

$$AA_{i7} = \sum_{k=1}^n Ak_i \cdot \epsilon_k$$

ϵ_k ——应变测值；

$$Ak_1 = [1 - 2(1 - \mu^2)\cos 2\theta_k]\sin^2\varphi_k - \mu\cos^2\varphi_k;$$

$$Ak_2 = [1 + 2(1 - \mu^2)\cos 2\theta_k]\sin^2\varphi_k - \mu\cos^2\varphi_k;$$

$$Ak_3 = \cos^2\varphi_k - \mu\sin^2\varphi_k;$$

$$Ak_4 = -4(1 - \mu^2)\sin^2\varphi_k\sin 2\theta_k;$$

$$Ak_5 = 2(1 + \mu)\sin 2\varphi_k \cdot \cos\theta_k;$$

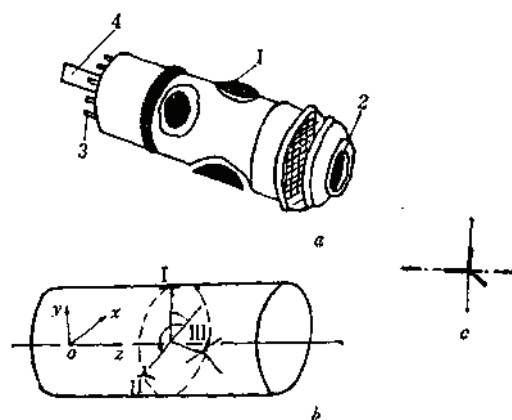


图 2-1-33 黎曼应变计

a—应变计；b—应变花角度；c—应变片角度

1—粘在橡皮表面的应变花；2—粘在围岩

盘上的补偿用应变花；3—电缆插头；

4—压缩气体入口

$$A_{k3} = -2(1 + \mu) \sin 2\varphi_k \cdot \sin \varphi_k$$

θ_k ——应变花角度值;

φ_k ——应变片角度值;

E ——岩石弹性模量, MPa;

μ ——岩石泊松比。

对于一组测值的数据处理程序是:按式 2-1-25 求最佳岩体应力分量;用岩体最佳应力分量求各测值残差 r_k , r_k 按式 (2-1-26) 求;比较各测值残差,舍去残差最大的一个测值,由余下的测值参加运算。如此重复下去,直至剩下 6 个测值为止。

$$r_k = e_k - (A_{k1}\sigma_x' + \dots + A_{k6}\tau_{zx}')/E \quad (2-1-26)$$

表 (2-1-30)、(2-1-31) 是一个算例。

应变测值表

表 2-1-30

应变花位置 (θ)	$\pi/2$			π			$7\pi/4$		
应变片方向(ϕ)	90°	0°	45°	90°	0°	45°	90°	0°	45°
应变测值($\mu\epsilon$)	582	82	91	-48	22	223	46	134	110

应力分量算值表

表 2-1-31

应力分量	σ_x	σ_y	σ_z	τ_{xy}	τ_{yz}	τ_{zx}
算值(MPa)	23.72	7.17	16.68	-7.46	9.42	-5.83
弹性常数	$E = 9.79 \times 10^4 \text{ MPa} \quad \mu = 0.28$					

现场实测采用应力解除法,解除程序参见图 2-1-32。但钻孔方位应大致水平(与

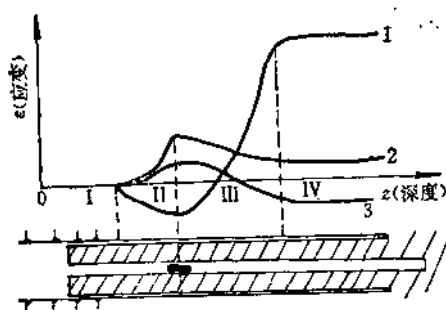


图 2-1-34 解除过程曲线示意图

1、2—压缩变形; 3—松驰变形

水平面的夹角不超过 $\pm 5^\circ$)。监测可用跟踪法(边解除边测试),也可用非跟踪法(解除时不测值)。前者优于后者,因前者可测得解除过程曲线。标准解除曲线如图 2-1-34。

不论哪种监测法,最后读数应达到每 10 分钟波动 $\pm 5 \mu\epsilon$ 方可停止测读。

(3) 三轴空腔包体式应力计

该应力计由沃罗特尼斯基 (G. Worotnicki) 和沃尔顿 (R.J. Walton) 发明 (1972~1975)。元件主体由一空心聚丙烯酸树脂柱和一

环氧树脂管组成。应变花粘贴在环氧树脂管上,与管表面间隔 0.5mm。环氧树脂管外径 36mm,结构如图 2-1-35 与图 2-1-36。三维岩体应力分量可按式 (2-1-27) 求解。

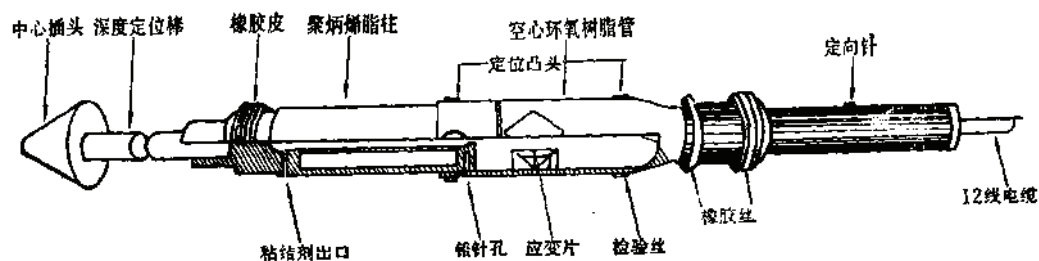


图 2-1-35 三轴空腔包体式应力计

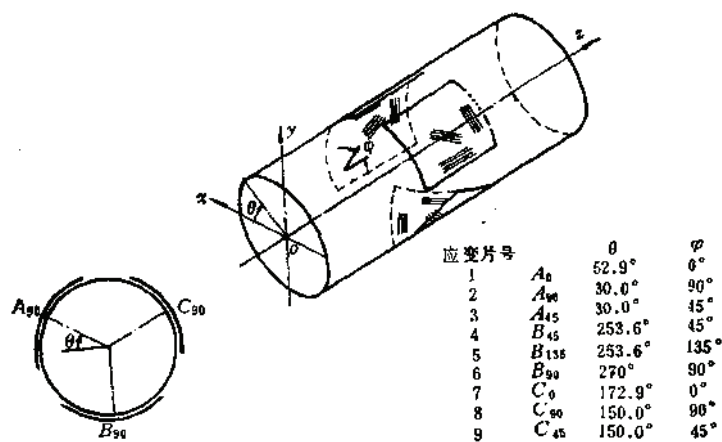


图 2-1-36 三轴空腔包体式应力计应变花分布图

$$\begin{aligned}
 \varepsilon_{zi} &= [\sigma_z - \mu_m(\sigma_x + \sigma_y)] / E_m \\
 \varepsilon_{\theta i} &= \{(\sigma_x + \sigma_y)A_1 + 2(1 - \mu_m^2)[(\sigma_x - \sigma_y)\cos 2\theta_i - 2\tau_{xy}\sin 2\theta_i]A_2 - \mu_m\sigma_z A_4\} / E_m \\
 \varepsilon_{z\theta i} &= \{(1 - \mu_m A_4)\sigma_z + (A_1 - \mu_m)(\sigma_x + \sigma_y) + 2(1 - \mu_m^2)[(\sigma_x - \sigma_y)\cos 2\theta_i - 2\tau_{xy}\sin 2\theta_i]A_2 + 4(1 + \mu_m)[\tau_{yz}\cos \theta_i - \tau_{zx}\sin \theta_i]A_3\} / 2E_m
 \end{aligned}
 \quad (2-1-27)$$

式中 ε_{zi} ——轴向应变；

$\varepsilon_{\theta i}$ ——切向应变；

$\varepsilon_{z\theta i}$ ——与孔轴成 $\pm 45^\circ$ 的应变；

$A_1 \sim A_4$ ——校正因子。它们与岩石的弹模 E_m 和筒材料（及粘结材料）弹模 E_1 之比及筒材料的厚度与半径 R 有关，如表 2-1-32。

实测采用解除法，跟踪监测。

2) 补偿荷载法

该法先使岩石中的应力释放，再用液压载荷将释放的应力补偿，使变形恢复。

(1) 扁平千斤顶法

校正因子表

表 2-1-32

E_w/E_1	$R(\text{mm})$	A_1	A_2	A_3	A_4
20	17	1.18	1.20	1.11	0.88
20	17.5	1.12	1.13	1.08	0.91
20	18.0	1.07	1.07	1.05	0.95
10	17.5	1.10	1.08	1.08	
5	17.5	1.08	1.02	1.08	
3	17.5	1.04	1.00		

* R ——应变片所在点的半径

该法起源于法国。其测试程序为：在坑道内选点，并加工平整，按一定方位开挖一组小孔；在小孔间安装伸长计或电阻应变花，并记取初始读数；开挖凹槽，记录伸长计或电阻应变片的二次读数；将一扁平千斤顶置于凹槽内，并加入速凝水泥，待固结后向千斤顶加压，直至伸长计或电阻应变片的读数恢复初始读数为止，如图 2-1-37。

小孔位于槽中线上，孔间距约为槽宽的 $1/3$ 。此时，油泵的压力 P 即为垂直于凹槽方向的正应力值。据伸长计的测值和岩石应力值也可算出该区岩石的弹性常数。

该法能较直接地得到应力绝对值，但只能在坑道表面作测量。且在水泥固结的时间内岩石凹槽有蠕变效应，使测量结果产生误差。

(2) 曲面液压计法

该法是耶格和库克对扁平千斤顶改进的结果，可在约 5 m 深的钻孔中作应力绝对值测量。测量按下程序进行。

确定最大主应力方位。用金刚石钻头在孔底部钻取沟槽，但并不取下岩心。把长约 15 cm 的液压计 J 与 J' 插入沟槽，如图 2-1-38。用油泵加压直至岩石破裂。用一大口径金刚石钻头继续钻进，将 J 、 J' 及其周围的筒状岩心一道取出。破裂方位即最大主应力 σ_1 的方位。

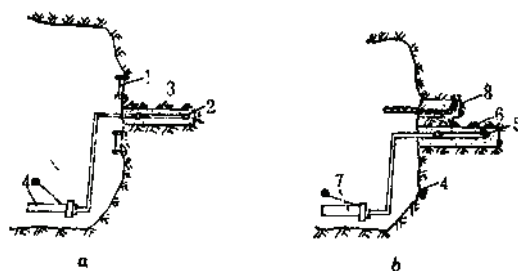


图 2-1-37 补偿荷载法测定应力绝对值

a—用伸长计测量岩石的变形

1—伸长计；2—水泥；3—扁平千斤顶；4—油泵；

b—采用应变片测量岩石的变形

1—坑道壁；5—扁平千斤顶；6—水泥；7—油泵；8—应变片

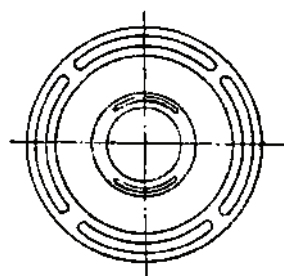


图 2-1-38 曲面液压计作应力绝对值测量

用补偿荷载值确定应力绝对值。仍用金刚石钻头再次钻进沟槽，将 J 、 J' 插入，且使其方向与 σ_1 的方向垂直；将 J 、 J' 加压至某一压力 P ，用大口径金刚石钻头套心解除， J 、

J' 的压力降至 P' ；将两对液压计 EE' 和 GG' 插入解除槽，分别加压至 P_1, P_2 ，直至 J, J' 的压力恢复到 P ；将三对液压计卸压，将 J, J' 转动 90° 加压至 P' ；将 EE' 和 GG' 加压至 P_1', P_2' 使 JJ' 的压力恢复至 P 。若两次沟槽的半径比为 2.67，则岩石主应力可按式 (2-1-23) 求算：

$$\left. \begin{aligned} P_1 - 0.42P_2 &= 0.22(P - P') + 0.25(\sigma_1 + \sigma_2) + 0.32(\sigma_1 - \sigma_2)\cos^2\varphi_0 \\ P_2' - 0.42P_1' &= 0.22(P - P') + 0.25(\sigma_1 + \sigma_2) - 0.32(\sigma_1 - \sigma_2)\cos^2\varphi_0 \end{aligned} \right\} (2-1-28)$$

式中 φ_0 ——主应力方位角（破裂方位至 J, J' 的中心线的夹角）。

2. 构造法

1) 水压致裂法

60年代该法被正式用于测量地应力绝对值，至今已取得丰硕成果，如图 2-1-39。大量实践表明该法具有独特性。

(1) 基本假设

一般认为有一个主应力是铅直的，并等于覆盖于上层单位面积上的容重，而另外两个主应力的方向是水平的，且破裂方向垂直于最小主应力方向。

(2) 主应力值的确定

当破裂是铅直的，且压裂液并不渗入岩石，则 $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ 按式 (2-1-29) 确定：

$$\left. \begin{aligned} P_s - P_0 &= \sigma_2 \\ P_c - P_0 &= \sigma_T + 3\sigma_2 - \sigma_1 \\ \sigma_3 &= \gamma H \end{aligned} \right\} (2-1-29)$$

式中 P_0 ——岩石孔隙水压力，MPa；

P_s ——为保持破裂张开所需压力（瞬时封井压力），MPa；

P_c ——破裂开始时压力，MPa；

σ_T ——完整岩石的抗张强度，MPa。

如果破裂是水平的，主应力按式 (2-1-30) 确定：

$$\left. \begin{aligned} P_s - P_0 &= \sigma_3 \\ P_c - P_0 &= \frac{\sigma_T + 3\sigma_3 - \sigma_1}{1 - \alpha \frac{1-2\mu}{1-\mu}} \\ \sigma_2 &= \gamma H \end{aligned} \right\} (2-1-30)$$

式中 α ——毕奥系数，表征岩石孔隙的弹性，其值介于 1~0 之间；

$\alpha = 1 - \frac{c_r}{c_b}$ ， c_b 是岩石的压缩系数；

c_r 是岩石中胶结物的压缩系数。

如果破裂起初是铅直的，以后又扩展为水平的，则假设 $\sigma_1 \approx \sigma_3 \approx \sigma_H$ ，则有：

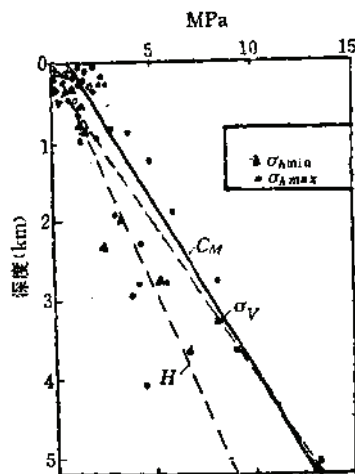


图 2-1-39 水压致裂测量结果

$$P_c - P_0 = \frac{\sigma_T + 2\sigma_H}{2 - \alpha \cdot \frac{1-2\mu}{1-\mu}} \quad (2-1-31)$$

并有第一次关闭压力 P_{s1} 与 σ_3 的关系:

$$P_{s1} - P_0 = \sigma_3 \quad (2-1-32)$$

第二次加压产生水平破裂以后关闭压力与 σ_3 的关系为:

$$P_{s2} - P_0 = \sigma_3 \quad (2-1-33)$$

(3) 水压致裂的现场操作

现场必须测量 5 个量: 岩石中的孔隙压力 P_0 , 它一般等于井中的“水头压力”, 但在未开发的油层中则需作实地测定; 破裂开始时压力 P_c ; 为了保持破裂张开所需压力 (瞬时封井压力) P_s ; 完整岩石的抗张强度 σ_T ; 破裂的方位角。另外, 为求 P_c 、 P_s 、 σ_T 方便, 常需测绘压力-时间关系曲线。标准的压力-时间关系曲线如图 2-1-40。

关于 σ_T , 过去主要由室内测量, 近来多用加压曲线求算, 即 $P_{c1} - P_{c2} = \sigma_T$ 。

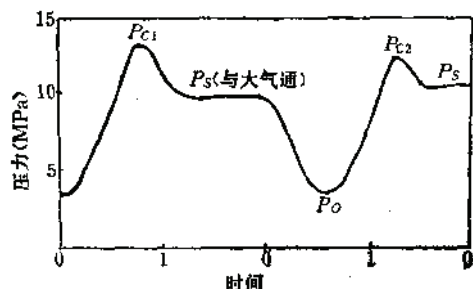


图 2-1-40 标准压力-时间关系曲线

现场操作:

①用压印拍克对待测孔加压 (约几 MPa), 以了解孔壁是否有旧裂隙。

②在现场对液压系统作最后一次密封性能检查。

③用可膨胀的跨射式封隔器 (橡皮塞器) 将待测孔封隔, 通过钻杆或特别的高压管将压裂液 (水、水油混和剂), 从地面泵入封隔器膨胀, 跨射区段的上下两段即形成高压密封。打开密封器阀门, 使压裂液进入钻

孔, 封隔器必须安放在光滑平整的孔段, 才不致漏掉压裂液。压裂液的压力值可在地面或井下测量, 两种条件下的液压之差, 显然等于 $H \cdot P_k$ 。H 为测点离地表的深度, P_k 为压裂液的密度。

④在破裂前, 压裂液泵量均匀时, 压强缓慢升高, 采用粘度为 $10 \text{ Pa} \cdot \text{s}$ 的压裂液, 其渗透性可以忽略。为产生裂缝并使它胀开, 压裂液的流速常要达到每分钟几十升。在破裂后, 液压降低, 为使裂缝在压力去掉后仍膨胀开, 可在数分钟内再泵入一些砂水, 砂与水的比例为 1 : 8 左右。

⑤确定破裂方位。日本使用超声波井下电视方法, 声波换能器每秒发射 2 千次脉冲, 并接收孔壁的反射信号。装置以每秒 3 圈的速度转动, 以每分 1.5m 的速度垂直移动, 螺旋状扫描显示地面荧光屏上。此外, 还使用水听器监测压裂过程, 由声发射频次了解破裂压力。但目前多数是用压印拍克将裂痕印下, 从而得到破裂方位。

但本方法在理论及技术上还不够完善 (如孔隙压力怎样确定, 如何用于各向异性及破裂岩体); 测量精度不够高 (σ_1 值的误差估计为 $\pm 25\%$, σ_3 的误差约在 $\pm 10\%$ 以内); 此外, 水压致裂车等野外试验设备较重, 成本较高的问题也有待解决。

2) 岩石应力的直观估计

岩石应力的直观估计实质属构造法一类, 这是一种分析巷道周围产生的裂隙、剥落、

崩落的几何形状和特征而判断地应力的方法，也是分析钻孔中岩心产生的裂隙几何形状而判断地应力的方法。该法适用地应力足够大，在开挖巷道中有明显的矿压表征的地方。

直观估计的优点是大大减少人力、物力等因素的限制，并能在短期内对研究区进行大面积分析；对开采系统和地下设施局部构造单元的相对应力等级作定性比较；对局部地区地下巷道所切割的岩块整体应力结构进行估算；确定原主应力的近似值和方向。

直观估计可依据：

(1) 裂隙形状

巷道开挖后，在较大地应力作用下，巷道周边常产生一系列与巷道周边平行的小薄片，并逐渐脱落。就裂隙而言，由挤压造成的破裂与局部拉张地段的破裂完全不同。前者，破裂具有岩石的崩落性质，并且断裂面通常与岩体自然裂隙的表面不一致；后者，破裂具有以表面自然弱化为为主的张裂。

(2) 破裂部位

岩石破裂的部位可以作为确定岩体应力场结构的依据。一般，裂隙常在与原岩主应力方向平行的巷道周边产生，如图 2-1-41。



图 2-1-41 主应力方向与破裂部位的关系

如果水平主应力之一与巷道轴垂直，并且水平主应力的数值较接近，大小接近于或大于破裂应力值，则剥落在所有周边上以相同的程度产生。

当应力在岩体中作静压分布 ($\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3$) 时，在水平、倾斜和垂直的巷道中，无论是在壁上还是顶板上都将出现强度相同的破裂。当然，由于岩石的原生裂隙或岩石的各向异性的影响，也有可能出现局部不一致的情况。

如果水平巷道的顶板产生主要破裂，则表明水平应力大于垂直应力。此时，最强破裂的方向应垂直于最大主应力方向，据此即可确定主应力的方位。

环形巷道中，如果某些巷道环中顶板岩石产生较强裂缝，而在另一些巷道环中产生较弱的裂缝，且两个巷道地段互成直角关系，则表明两个水平主应力大小不等，据此可以大致确定水平主应力值之间的关系。

在高垂直应力的作用下，则在水平巷道的任何水平方向都会产生破裂，但顶板不破裂。这表明垂直应力大于水平应力。

(3) 岩石强度

大量解除法实测表明，在岩石破裂点的一个主应力超过岩石单轴强度的一半时产生破裂。

$$|\sigma_B| \geq \frac{|\sigma_C|}{2} \quad (2-1-34)$$

式中： σ_B ——岩石破裂时主应力；

σ_C ——岩石单轴抗压强度。

由于巷道附近有应力集中（或弱化）现象， σ_B 还不能代表原主应力的下限。因此，岩体原主应力的下限应予校正。实测表明：

$$|\sigma_{\max}| \geq \frac{|\sigma_c|}{4} \quad (2-1-35)$$

式中 $\sigma_{\max}$ ——岩体最大主应力。

(4) 特殊地质现象

饼状岩心的产生是高岩石应力释放的一种特殊地质现象。实测表明,产生饼状岩心时测出的应力值为 $0.5 \sim 1.0\sigma_c$,且作用力越大,饼状岩心的厚度越小。如果饼状岩心产生在距巷道周边1倍半径($l \leq R$)以内,则原岩应力按式(2-1-35)计算下限,如果超出该范围($l > R$),则 $|\sigma_{\max}| = \frac{|\sigma_c|}{2}$ 。

为进行岩石应力的直观估计应在现场进行以下调查工作:对研究区进行区域地质构造调查;对区内全部巷道进行调查,尤其要仔细考察所有的不稳固巷道的破坏特征,破裂程度,断裂是瞬间产生还是逐渐产生的,巷道断面是否产生变形;调查研究区是否有应力释放的特殊地质现象;调查必要的勘探钻孔;根据数据分析需要测定一定量的岩石单轴抗压强度。

1.4 岩块的物理力学性质

1.4.1 岩块的力学性质基础理论

与采矿特别有关的岩石力学性质有三种:(1)变形特性,即在力的作用下,岩石是如何变形的;(2)强度,即抗压强度、抗拉强度及抗剪强度;(3)摩擦性质,即岩石在一摩擦面上是如何滑移的。在不同程度上,上述性质都是与时间有关的。但是,在几分之一秒到几分钟内完成的试验,可认为是与时间无关的,或认为是静态试验,尽管在该试验中也存在一些与时间有关的效应。若进行时间很长的试验(几小时到几年),则可认为与时间有关,并包含有象蠕变一类的现象。另外,有些物理化学作用如含水量,孔隙水压无力等的作用,对岩石的性质也有影响。

1.4.1.1 岩块的静态性质

当一应力(单位面积上的力)作用于某一材料(如岩石)上,材料将变形。要了解材料的变形性质,需首先研究一种理想(假想的)材料的变形性质。图2-1-42所示的应力-应变曲线,是一种线性的或完全弹性材料的应力-应变曲线。对这种材料 $\epsilon = \sigma / E$,其中比例常数 E 称为杨氏弹性模量。真实材料都不是完全弹性的,可是一些岩浆岩接近于完全弹性。完全弹性材料的力学模型是一个弹簧。

完全塑性材料在应力不大于 σ_0 时,不会变形。当应力增大到 σ_0 时,则将无限地永久变形,并且不能承受大于 σ_0 的应力(见图2-1-43)。完全塑性材料的力学模型是一个摩擦面。弹塑性材料在应力小于 σ_0 时,为线性弹性,当应力达到 σ_0 时,则成为完全塑性材料(见图2-1-44)。其力学模型为一摩擦面与一弹簧串联。

图2-1-45为一种材料的应力-应变曲线,当应力小于 σ_1 (图中 σ 点)时,为线性弹性的;应力大于 σ_1 时,则呈现非弹性性质,即其应变不与应力成正比;若应力增大到

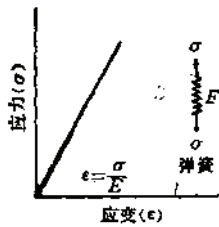


图 2-1-42 完全弹性材料力学模型

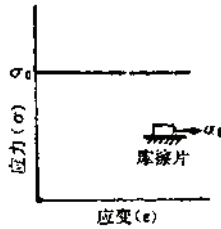


图 2-1-43 完全塑性材料力学模型

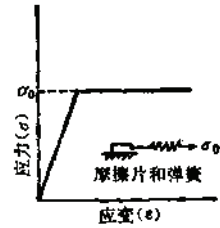


图 2-1-44 弹塑性材料力学模型

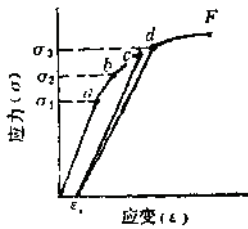


图 2-1-45 弹粘材料的应力-应变曲线

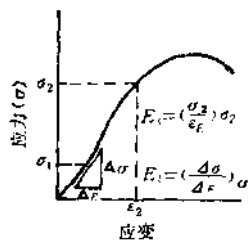


图 2-1-46 理想的应力-应变曲线

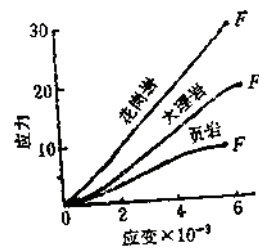


图 2-1-47 三种岩石的应力-应变曲线

σ_2 (b点), 应力解除后变形即消失, 这种材料称为弹性的。b点称为屈服点, σ_2 称为屈服应力。如在c点, 当应力解除后, 变形并不能完全消失, 这就是说, 材料产生了永久变形。若重新施加应力, 从c点到d点的应力-应变曲线近似直线, 这种现象可称为变形硬化或加工硬化。若应力再增加到 σ_3 以上, 则材料又继续非弹性变形, 直到破坏为止。变形超过b点的材料称为粘展性材料。

图 2-1-46 表示了一种理想岩石的变形特性曲线。切线弹性模量 E_t , 就是在应力-应变曲线上某一特定应力点的斜率, 即 $(\Delta\sigma/\Delta\varepsilon)\sigma_1$ 。割线弹性模量 E_s , 就是在某一特定应力时, 应力与应变的比值, 即 $(\sigma/\varepsilon)\sigma_2$ 。一般来说, 岩石的应力-应变曲线在低应力时, 其斜率将逐渐变小, 在一定条件下可变为零, 然后转为负值。斜率呈负值的那段曲线与实验设备的刚性有关, 也与岩石的性质及加载速度有关。负斜率表示某些岩石材料在超过了最大应力时, 还有一定的承载能力。一般认为, 在应力-应变曲线的斜率开始变小的应力值附近, 岩石的材料内部已破坏, 这是由于微裂隙或宏观裂隙的扩展所致。

图 2-1-47 表示了三种岩石的单轴抗压强度 σ_c 。花岗岩与其它一些岩浆岩, 直到破坏前, 它们与线性弹性性质偏离很少。这些岩石破碎时几乎象爆炸那样激烈而成为碎块, 可是其特征圆锥一般能很好地确定。具有这种性质的岩石称为脆性岩石。与此不同, 低强度的页岩在变形的大部分范围内是非弹性的, 而在较高的应力时往往成为粘性。这种类型的岩石一般是逐渐破坏的。

如果完整岩块试件承受侧压, 象在三轴实验中那样 (图 2-1-48), 加载时使应力 $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$ 直到破坏, 这时试件将发生剪切破坏, 剪切面的法线与试件轴线夹角为 θ 。若采用库仑破坏理论, 则剪切破坏面上的正应力 σ_θ 与剪应力 τ_θ 可以用莫尔圆来确定 (见图 2-1-49)。在莫尔圆上 P 点的切线与 σ 轴夹角 ϕ 称为内摩擦角, S_0 即为三轴抗剪强度。

岩石的内摩擦系数 φ 由算式 $\varphi = \tan \phi = \cot 2\theta$ 确定。

若侧向应力 $\sigma_2 = \sigma_3$ 将能大大地增加岩石的极限(破坏)应力 σ_1 。对一组试件加载到不同应力(σ_1' 、 σ_3' ; σ_1'' 、 σ_3'' ; σ_1''' 、 σ_3''' 等等)时破坏,其强度增加情况如图2-1-50所示。相应的一系列莫尔圆可以绘制出来,这些莫尔圆的包络线,见图2-1-51。

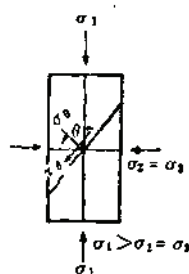


图 2-1-48 三轴试验

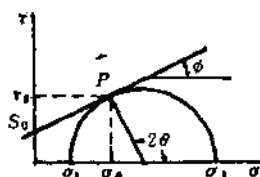


图 2-1-49 三轴试验莫尔图

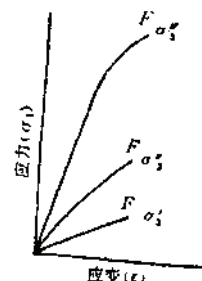


图 2-1-50 三轴试验的应力-应变曲线

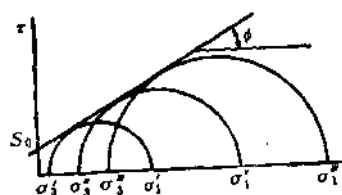


图 2-1-51 莫尔包络线

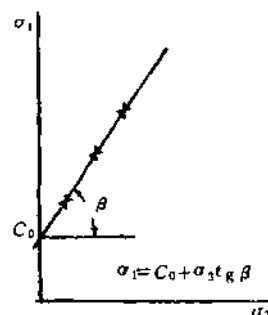


图 2-1-52 σ_1 - σ_3 关系曲线

对许多岩石,特别是岩浆岩,这种莫尔包络线在压应力范围内,基本上是一条直线,这与库仑破坏理论是吻合的;但一些沉积岩与软岩类型的岩石,特别是那些在高应力时呈现粘性的岩石,其莫尔包络线弯向 σ 轴,这表示其 φ 值(内摩擦系数)随施加的应力大小而变。一组岩石试件的破坏试验结果也可以在 σ_1 - σ_3 平面坐标上绘成曲线,如图2-1-52所示。若莫尔圆的包络线为一直线,则 σ_1 与 σ_3 之间的关系也为一直线,即:

$$\sigma_1 = C_0 + \sigma_3 \tan \beta \quad (2-1-36)$$

并且可以证明

$$\tan \beta = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \quad (2-1-37)$$

式中: β —— σ_1 与 σ_3 关系直线与水平线夹角; φ ——内摩擦角。

在有侧向应力的条件下,不同类型岩石的变形特性有很大不同。特别是在侧向应力很大时,不少岩石(如大理岩、岩盐)可成为粘性岩石,不再因断裂而发生破坏。表2-1-33为一些岩石的三轴试验力学性质。岩石的抗剪强度 S_0 及内摩擦系数 φ 也可以用剪力箱试验测定,如图2-1-53所示,若 σ_n 为剪断面上的正应力, τ_n 为使岩石产生剪断的剪

一些典型岩石三轴试验的力学性质表

表 2-1-33

岩石名称	σ_c (10^5 Pa)	$\tan\beta$	S_0 (10^5 Pa)	$\tan\phi$
安山岩	1329	5.7	286	1.0
玄武岩	1730	7.4	316	1.2
闪长岩	858	9.2	141	1.4
片麻岩	1132	10.0	176	1.4
花岗岩	1568	11.8	229	1.6
杂砂岩	612	6.5	120	1.1
石灰岩	1076	12.6	151	1.6
砂岩	914	7.0	172	1.1
片岩	703	15.7	89	1.9
页岩	724	19.7	82	2.1
泥质岩	281	7.7	51	1.2
凝灰岩	30	4.9	7	0.9

应力,并假设库仑破坏理论是正确的,于是 S_0 与 ϕ 可用下式来确定: $\tau_n = S_0 + \phi\sigma_n$ 。抗剪强度试验若没有一定大小的侧压,一般来说是不可靠的。

关于孔隙水压力对岩石的影响曾做过研究,首先把岩石试件浸入水中使其呈饱和状态,然后进行三轴试验,孔隙水压力使 σ_1 、 σ_3 降低到 $\sigma_1 - P$ 、 $\sigma_3 - P$,所以莫尔圆向左移动的距离为 P ,如图2-1-54所示。一般来说,孔隙压力对地下矿山关系不大,这是因为孔隙水可被排入地下坑洞中去。在深部(距地表700米以下)进行的试验表明,坑道围岩孔隙水压力梯度一般都小于几个kPa。对衬砌井巷围岩来说,孔隙水压力有很重要的作用,此外边坡岩石中的孔隙压力梯度对边坡稳定有很大影响。

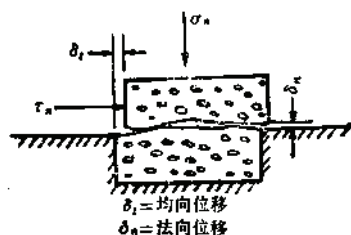
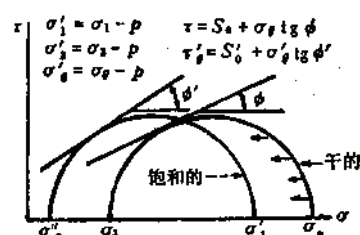


图 2-1-53 剪切箱试验

图 2-1-54 孔隙压力 P 的影响

1.4.1.2 岩块与时间有关的性质

要了解岩石的粘滞性,首先要研究一种理想材料的变形特性,所谓理想材料就是其性质可用数学模型来加以描述的材料。完全粘滞性(Newtonian)材料的变形特性如图2-1-55所示。其力学模型为一缓冲筒。正应力与线应变的速度 $\dot{\epsilon}$ 的关系为: $\sigma = 3\eta\dot{\epsilon}$, 式中 η 为粘滞系数。

某些材料的特性可借助于弹簧与缓冲筒的各种组合来研究,例如,粘弹性(Maxwe-

11) 材料, 可用弹簧与缓冲筒串联来表示。若时间 $t = 0$ 开始, 突然加以恒定的应力 σ_0 , 则这种材料的变形如图 2-1-56 所示。若当 $t = 0$ 时突然产生一应变 $\varepsilon = \varepsilon_0$, 而且使其保持不变, 则材料的应力将随时间的增加而降低, 如图 2-1-57 所示。

稳定粘滞 (开尔文) 材料的变形特性, 可用弹簧与缓冲筒并联来表示。若 $t = 0$, 当 $\varepsilon = 0$ 时, 施以恒定的应力 σ_0 , 材料的变形如图 2-1-58 所示。若这种材料先产生应变 ε_0 , 然后解除应力, 则其应变恢复如图 2-1-59。更复杂的材料 (伯格的) 可用上述两种材料串联来表示。若认为 $t = t_0$ 时, 施加的初始应力 σ_0 为一常数, 在作用到 $t = t$ 时解除应力, 其变形特性与力学模型如图 2-1-60 所示。各种不同类型的岩石在一恒定应力作用下, 其变形特性与稳定粘滞材料的几乎完全相同, 如图 2-1-61 所示, 但 ε 随 σ_0 线性变化关系不再成立。 ε 与 σ_0 之间的关系可更正确地用下式表示: $\varepsilon = D t \sigma_0^n$, 式中 D 为常数, 指数 n 的数值介于 1~3 之间, 这取决于岩石类型。完整岩块承受恒定应力时的蠕变速率关系式, 有一些可由经验公式确定, 例如: $\varepsilon = K + \lg t$, 或 $\varepsilon = A + B + C \varepsilon(t)$, 式中 K 、 A 、 B 、 C 都是常数。

在各种试验资料的基础上, 得到了一种理想的蠕变曲线, 如图 2-1-62 所示, 图中

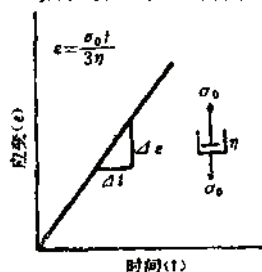


图 2-1-55 完全粘滞性材料的力学模型

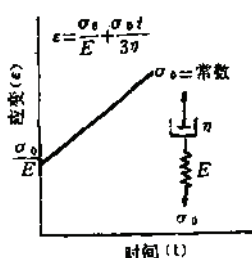


图 2-1-56 粘弹性材料 (应力为常数) 的力学模型

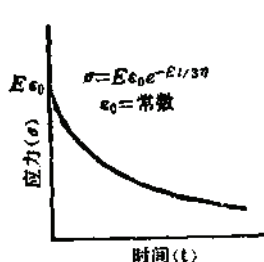


图 2-1-57 粘弹性材料 (应变为常数)

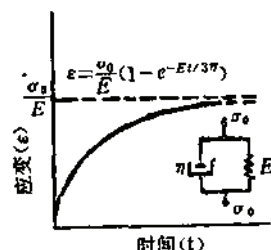


图 2-1-58 稳定粘滞材料 (应力为常数)

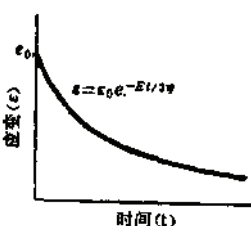


图 2-1-59 稳定粘滞材料的 (应变释放) 蠕变曲线

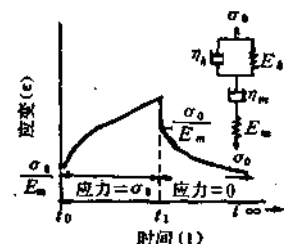


图 2-1-60 伯格材料的蠕变曲线

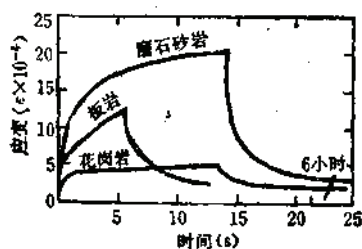


图 2-1-61 恒定应力条件下的蠕变和恢复曲线 (伊万斯[25])

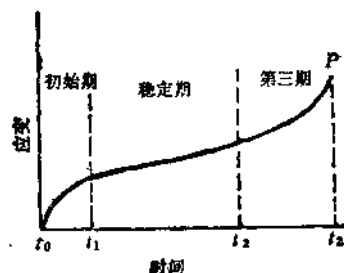


图 2-1-62 理想的蠕变曲线

t_0 到 t_1 称为初始期, t_1 到 t_2 称为稳定期, t_2 到 t_3 为第三期。这种理想曲线与一些蒸发盐矿和碳酸盐类岩石(如大理岩、石灰岩等)相似。一般来说岩浆岩没有第三期, 或者时间很短, 这就是说, 它们的破坏更类似于脆性材料。

岩石的抗压强度与施加载荷的速度有关。表2-1-34分别给出了两种加载速度时(30s和0.03s)的岩块抗压强度。另外单轴抗压强度也与长期载荷有关。许多岩石在承受载荷为其抗压强度的90%时, 若时间延续到几小时或几天, 则岩石将发生破坏, 这表明在这样的载荷下岩石的内部将产生逐渐的内部破裂。

加载速度对抗压强度的影响

表2-1-34

岩 性	单 轴 抗 压 强 度 (10 ⁵ Pa)		
	从加压到破坏的时间 $t = 30s$	从加压到破坏的时间 $t = 0.03s$	强度增加%
砂 岩	563	844	50
辉 长 岩	2180	2813	30

1.4.2 岩块的物理性质

1.4.2.1 部分岩石的容重、孔隙率及吸水率

部分岩石容重见表2-1-35。

部分岩石的孔隙率及吸水率见表2-1-36。

1.4.2.2 岩石的软化性

岩石饱和状态下的极限抗压强度与风干状态下的极限抗压强度之比称为软化系数。该指标判断岩石耐风化和耐水浸的能力。一般规定软化系数小于0.75的岩石, 称为软化岩石。一些岩石的软化系数见表2-1-37。

1.4.3 岩块力学性质的试验●

1.4.3.1 单轴抗压强度

当无侧限试样在纵向压力试验下出现压缩破坏时, 单位面积上所承受的载荷称为岩石的单轴抗压强度, 即试样破坏时的最大载荷与垂直于加载方向的加载面积之比。

根据不同需要可做不同含水试件的试验。

(1) 天然状态的试样, 在拆除密封后, 立即取样测定其天然含水量。

(2) 烘干状态的试样, 在105~110℃下烘干24小时。

(3) 饱和状态的试样, 采用煮沸法饱和试样, 煮沸箱内水面应经常保持高于试样面,

●岩块的力学参数试验方法按《水利水电工程岩石试验规范》中华人民共和国电力工业部、水力部、水利出版社, 1982年。

部分岩石的容重

表 2-1-35

岩石名称	容 重 γ (g/cm ³)		岩石名称	容 重 γ (g/cm ³)	
	变化范围	平 均 值		变化范围	平均值
花 岗 岩	2.25~2.80	2.65	泥质砂岩	—	2.28
响 岩	—	—	粘土质砂岩	—	2.52
正 长 岩	2.50~3.00	2.79	页 岩	2.3~2.6	2.50
流纹岩	—	—	砂质页岩	2.08~2.65	2.36
流纹斑岩	2.49~2.63	2.60	粘土质页岩	2.51~2.72	2.65
闪 长 岩	2.72~2.99	2.86	泥质页岩	—	2.64
黑云母花岗岩闪长岩	—	2.60	煤质页岩	—	2.63
辉 长 岩	2.55~3.09	3.00	粘 土 岩	2.24~2.60	2.50
橄 榄 岩	—	—	砂质粘土岩	—	2.56
石英辉岩	2.56~2.63	2.60	泥 灰 岩	2.32~2.65	2.50
斑 岩	2.60~2.89	2.67	石 灰 岩	2.68~2.84	2.73
粗 面 岩	2.30~2.77	2.58	贝壳灰岩	—	—
安 山 岩	2.44~3.10	2.62	硅质灰岩	2.81~2.90	—
玢 岩	—	—	白云质灰岩	—	2.80
蛇 纹 岩	2.50~2.80	2.65	泥质灰岩	—	2.30
玄 武 岩	2.60~3.21	2.90	盐 岩	2.28~2.41	2.60
辉 绿 岩	2.53~3.12	2.94	白 堊	1.20~2.20	1.70
硅长辉岩	2.20~2.74	—	石 膏	—	—
安山凝灰集块岩	—	2.62	花瓣片麻岩	2.30~3.20	2.8
凝灰角砾岩	2.20~2.90	—	片 麻 岩	2.59~3.00	2.78
火山凝灰岩	1.60~1.95	1.80	白 云 岩	2.10~2.90	2.55
凝 灰 岩	0.75~2.40	1.80	板 岩	2.60~2.90	2.75
凝灰质熔岩	—	2.64	大 理 岩	2.69~2.87	2.78
砾 岩	1.90~2.80	2.35	云母片岩	2.54~2.97	2.73
砂 岩	2.45~2.72	2.60	绿泥石片岩	2.77~2.78	2.77
粗 砂 岩	—	2.57	粘土质片岩	—	—
中 砂 岩	—	2.60	角闪石片岩	2.67~3.05	2.90
细 砂 岩	—	2.65	石 英 岩	2.30~2.70	2.50
粉 砂 岩	—	2.59	千 枚 岩	2.71~2.86	2.78
石英砂岩	2.61~2.70	2.65			

部分岩石的孔隙率与吸水率

表 2-1-36

岩石名称	孔隙率 n (%)		吸水率 ω_1 (%)
	变化范围	平均值	
花岗岩	0.04~2.80	0.95	0.10~1.70
流纹岩	1.10~3.40	2.00	0.14~1.65
闪长岩	0.25~3.09	1.25	0.18~1.09
正长岩	—	2.54	0.48
安山岩	0.29~1.13	0.70	—
玄武岩	1.10~4.30	2.30	0.20~1.00
辉绿岩	1.00~2.20	1.70	0.30~0.80
辉绿岩	0.29~5.10	2.20	0.20~1.00
凝灰岩	1.59~2.23	1.80	0.18~0.35
火山角砾岩	0.90~7.54	3.20	0.34~2.12
安山凝灰集块岩	0.40~4.10	2.10	0.14~4.00
砾岩	2.00~5.10	3.20	0.40~1.00
砂岩	1.04~9.30	5.04	0.14~4.10
砂岩(第三纪)	5.00~20.00	13.00	1.00~9.00
砂岩(白垩纪)	2.20~42.00	15.30	—
砂岩(侏罗纪)	7.20~37.70	17.10	—
砂岩(三叠纪)	4.20~24.60	13.20	—
砂岩 新鲜的	0.60~27.70	19.30	—
风化的	—	21.11	—
石英砂岩	—	2.26	—
石英砂岩新鲜的	—	1.71	—
风化的	—	4.91	—
页岩	0.70~7.00	—	2.30~6.00
砂质页岩	0.80~4.15	—	—
泥质页岩	—	1.35	—
煤质页岩	—	1.03	—
泥灰岩	1.00~52.00	13.00	1.00~5.00
石灰石	0.53~27.00	12.00	0.20~6.40
石灰岩(第三纪)	—	20.00	—
石灰岩(中生代)	1.20~26.50	11.65	—
石灰岩(古生代)	0.80~27.00	12.00	—
白垩	5.00~58.00	26.40	—
石膏	0.10~4.00	1.70	—
硬石膏	0.63~6.28	1.65	—
片麻岩	0.30~2.40	1.35	0.14~0.30
大理岩	0.10~6.00	1.00	—
白云岩	0.30~25.00	7.70	—
石英岩	0.00~8.70	2.40	0.02~0.28
石英片岩	1.53~2.80	2.00	0.10~0.30
角闪石片岩	—	2.96	0.11
云母片岩	—	0.79	0.08~0.42
绿泥石片岩	—	2.10	0.55~1.12
千枚岩	—	3.60	0.54~3.31
板岩	0.29~3.76	1.30	0.70

某些岩石的软化系数

表 2-1-37

岩石名称	抗压强度($\times 10^5 \text{Pa}$)		软化系数
	干燥状态	饱和状态	
细粒硅质砂岩	1186	763	0.64
中粒石英砂岩	620	437	0.70
粘土质砂岩	540	360	0.67
坚硬石灰岩	1170	580	0.50
泥灰岩	460	210	0.46
花岗岩	2560	2300	0.89
新鲜的粗粒花岗岩	2390	2080	0.82
风化的粗粒花岗岩	1880	1570	0.84
新鲜的细粒花岗岩	2650	2410	0.90
风化的细粒花岗岩	1930	1800	0.93

煮沸时间不得少于 6 小时。

1. 试件的制备

(1) 试件可用钻孔岩心或采取的岩块。在取样和试件制备的过程中, 不允许人为裂隙出现。

(2) 采用圆柱体作为标准试件, 直径为 5 cm, 允许变化范围为 4.8~5.2 cm; 高度为 10 cm, 允许变化范围为 9.5~10.5 cm。

(3) 对于非均质的粗粒结构岩石, 或取样尺寸小于标准尺寸者, 允许采用非标准试件, 但高径必须保持 2:1 比值。

(4) 制备试件时采用的冷却液, 必须是洁净水, 不许使用油液。

(5) 对于遇水崩解, 溶解和干缩湿胀的岩石, 应采用干法制样。

(6) 试件数量, 视所要求的受力方向或含水状态而定, 每种情况下须制备 3 个。

(7) 试件制备的精度, 在试样整个高度上, 直径误差不得超过 0.3 mm。

两端面的不平行度最大不超过 0.5 mm。其检查方法如图 2-1-63 所示。

端面应垂直于试件轴线, 最大偏差不超过 0.25 度。检查方法如图 2-1-64。

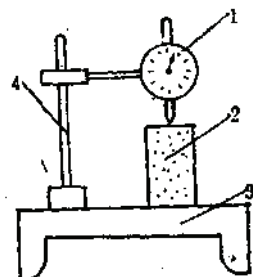


图 2-1-63 试件端部检测

1—百分表; 2—试件; 3—水平检测台
4—百分表架

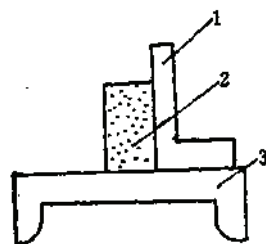


图 2-1-64 直角检测

1—直角架; 2—试件; 3—水平检测台

2. 试件描述

试验前的描述, 应包括如下内容:

- (1) 岩石名称、颜色、结构、矿物成分、颗粒大小、胶结物性质等特征。
- (2) 节理裂隙的发育程度及其分布, 并记述受载方向与层理, 片理及节理裂隙之间的关系。

(3) 量测试件尺寸, 检查试件加工精度, 并记录试件加工过程中的缺陷。试件尺寸的量测, 应按量积法, 即量测试件两端和中间三个断面, 测量其互相垂直的两个直径计算平均值。测量均匀分布于周边的四点和中间点的五个高度计算平均高度。

3. 主要仪器设备

- (1) 钻石机、切石机、磨石机或其他制样设备。
- (2) 测量平台、角尺、放大镜。
- (3) 称量大于500g、感量为0.01g的天平。
- (4) 烘箱和干燥箱。
- (5) 水槽、煮沸设备或真空抽气设备。
- (6) 压力机应满足下列要求: 压力机能连续加载且没有冲击并且有足够的吨位, 使能在总位的10%~90%之间进行试验。压力机的承压板必须具有足够的刚度, 其中之一须具有球形座, 板面须平整光滑。承压板的直径应不小于试样直径, 且也不宜大于试件直径的两倍。压力机应请国家计量局标定。

4. 试验程序

- (1) 将试件置于压力机承压板中心, 调整有球座的承压板, 使试件均匀受载。
- (2) 以每秒5~8 kg/cm²的加载速度加荷, 直到试件破坏为止, 并记录最大破坏载荷。
- (3) 描述试件的破坏形态, 并记下有关情况。

5. 成果整理和计算

- (1) 按下式计算试件的单轴抗压强度

$$R = \frac{P}{A} \quad (2-1-38)$$

式中 R ——岩石单轴抗压强度, Pa;

P ——最大破坏载荷 N;

A ——垂直于加载方向的试件横截面积, m²。

- (2) 计算值取至整数位。

- (3) 试验记录如表2-1-38。

1.4.3.2 变形试验

岩石变形试验, 是在纵向压力作用下测定试件的纵向和横向变形, 据此计算岩石的弹性模量和泊松比。

弹性模量是纵向单轴压缩应力与纵向应变之比, 一般用单轴抗压强度的50%作为应力和该应力下的纵向应变值进行计算。

泊松比是横向应变与纵向应变之比。也按单轴抗压强度的50%时的横向应变值和纵向

工程名称

岩石单轴抗压试验记录表

表 2-1-38

岩石名称	试样编号	受力方向	含水状态	试样尺寸			破坏最大 载 荷 (N)	单轴抗压 强 度 (Pa)	备 注
				平均直径 (m)	平均高度 (m)	横截面积 (m ²)			

试 样 描 述

试验者

新集題

校核者

目 期

第 四 頁

共 頁

应变值计算。

1. 试件制备

试件制备的方法和精度要求, 详见1.4.3.1一节。

2. 主要设备仪器

(1) 试件加工设备和检查仪器见1.4.3.1节。

(2) 压力机, 应符合1.4.3.1节中对压力机的要求。

(3) 电阻应变片, 防潮材料及贴片设备。

(4) 电阻应变仪。

3. 试验程序

(1) 选择的电阻片, 要求电阻丝平直, 间距均匀, 丝栅与基板粘贴牢固, 质量符合要求。电阻丝的长度应大于试件中矿物最大粒径或斑晶的10倍以上。同一试件使用的工作片和补偿片的电阻值应不超过 $\pm 0.2\Omega$ 。

(2) 电阻片应粘贴在试件高度的中部。每个试件粘贴纵向和圆周向电阻片各 3 片, 沿圆周向等距离布置, 贴片处应尽量避免开显著的裂隙、特大的矿物颗粒或斑晶。贴片前用零号砂纸打磨, 并用酒精擦洗干净, 防止污染。

(3) 貼片用的膠液，可採用一般的膠合劑。對飽和試件，可參考採用環氧樹脂加聚酰胺配制的膠合劑。

(4) 将贴好电阻片的试件置于压力机上, 对准中心, 接通电源, 并调整电阻应变仪。

(5) 在逐渐对试件施加载荷的过程中, 应不断调整承压板位置, 使之均匀受载。检查的方法是, 在试件上施加少许压力之后, 观察三个纵向应变值是否接近。如读数相差较大, 应重新调整试件, 直至调好为止。

(6) 以每秒 $5 \sim 8 \text{ kg/cm}^2$ 的加载速度, 对试件施加载荷直至破坏, 并记录破坏载荷。

(7) 在施加载荷的过程中, 记录各级应力下的纵向和横向应变值。为了绘制应力—应变曲线, 观察记录的应力、应变值应尽可能多一些, 通常不少于10个测值。

(8) 描述试件的破坏形态, 并记下有关情况。

4. 成果整理和计算

1) 计算各级应力下的应变值

将纵向、横向各三片的电阻片读数值进行平均, 求得纵向应变和横向应变。如各电阻片的读数值相差较大, 则应检查分析原因。若系试件本身性质所造成的, 应在记录中予以说明; 若系测试技术等人因素所引起的, 试验成果应予以舍弃。用下式计算体积应变值:

$$\varepsilon_v = \varepsilon_l - 2\varepsilon_d \quad (2-1-39)$$

式中 ε_v ——某一应力下的体积应变值;

ε_l ——同一应力下的纵向应变值;

ε_d ——同一应力下的横向应变值。

绘制纵向应变曲线, 横向应变曲线和体积应变曲线, 如图 2-1-65 所示。

2) 计算弹性模量和泊松比

在纵向应变曲线上, 作通过原点与应力相当于50%抗压强度处的应变点的连线, 其斜率即为所求的弹性模量(或称割线模量)

$$E_{50} = \frac{\sigma_{50}}{\varepsilon_{l50}} \quad (2-1-40)$$

式中 E_{50} ——弹性模量, Pa;

σ_{50} ——相当于50%抗压强度的应力值, Pa

ε_{l50} ——应力为抗压强度50%时的应变值。

取应力为抗压强度50%时的纵向应变值和横向应变值计算泊松比

$$\mu = \frac{\varepsilon_{d50}}{\varepsilon_{l50}} \quad (2-1-41)$$

式中 μ ——泊松比;

ε_{d50} ——应力为抗压强度50%时的横向应变值;

ε_{l50} ——应力为抗压强度50%时的纵向应变值。

用 $R = \frac{P}{A}$ 式计算单轴抗压强度, 见公式(2-1-38)。计算取值, 弹性模量取至百位数, 泊松比取至小数点以后两位, 单轴抗压强度取至整数位。试件变形试验记录按下表 2-1-39。

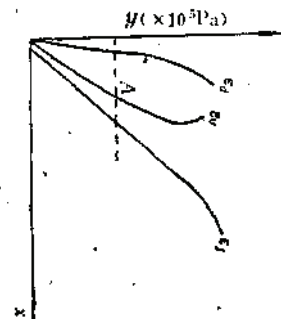


图 2-1-65 应力—应变曲线图
x——应变 ε , y——应力 σ (kg/cm^2)
 ε_v ——某一应力下的体积应变值;
 ε_l ——同一应力下的纵向应变值;
 ε_d ——同一应力下的横向应变值

岩石变形试验记录表

工程名称 试样直径 (m) $E_{50} = Pa$
 岩石名称 试样高度 (m) $\mu =$
 试样编号 试样面积 (m^2) $R = Pa$

表 2-1-39

时 间			加 载		纵 向 应 变				横 向 应 变				体 积 应 变	备 注
时	分	秒	载 荷 (N)	应 力 (Pa)	测 量 值			平 均	测 量 值			平 均		
					1	2	3		1	2	3			

试验者
计算者

校核者
日 期

第 页
共 页

1.4.3.3 抗剪强度

岩石的抗剪强度是岩石对剪切破坏的极限抵抗能力。一般测定,

- (1) 混凝土与岩石胶结面的抗剪强度;
- (2) 岩石软弱结构面的抗剪强度;
- (3) 岩石试件锯断面的抗剪强度;
- (4) 岩石本身的抗剪强度。

1. 试件制备

1) 混凝土和岩石胶结面试件

(1) 岩块试件尺寸, 采用 $15 \times 15 \times 10 \sim 30 \times 30 \times 15 \text{ cm}$ 的方块, 或用 $\phi 15 \times 10 \sim \phi 30 \times 15 \text{ cm}$ 的圆柱体。

(2) 拟浇注混凝土的岩面的起伏差, 控制在边长或直径的 $1 \sim 2\%$ 以内。

(3) 在岩石上浇注的混凝土 (或砂浆) 尺寸与岩块相同, 配制混凝土的材料和配合比, 参照设计要求确定。

(4) 在浇注混凝土或砂浆的同时, 须制备 $3 \sim 6$ 块混凝土或砂浆标号试样, 作为检查标号 (抗压强度) 之用。

(5) 制备好的试件和标号试样应置于养护室内进行养护, 标号试样按规定的龄期进行试验。

2) 软弱结构面试件

(1) 试件应尽量保持原状结构, 防止结构面被扰动。

(2) 试件断面尺寸按采用直剪设备的能力, 一般在 $15 \times 15 \sim 30 \times 30 \text{ cm}$, 结构面上下

岩石的厚度分别约为断面尺寸的 $\frac{1}{2}$ 左右。

(3) 对于加工困难的试件, 允许采用不规则形状。节理裂隙发育的岩石, 需用铁丝捆扎并用水泥浆壳保护。

(4) 对天然含水量的试件, 在试件制备的过程中, 尽量减少含水量的损失。如试件需进行饱和时, 可置于饱和器内进行饱和。

3) 岩石锯断面试件

取完整的岩石试件用金刚石锯锯成两半。试件的制备方法和尺寸与上节制备软弱结构面试件的方法和要求相同。目的是试验被锯断的光滑断面的抗剪强度。这种试验可求得没有粗糙度和起伏差影响的该种岩石的基本摩擦角。

4) 岩块试件

(1) 试件尺寸应考虑剪切仪的设备能力和岩石本身强度。试件可用立方体或高度等于直径的圆柱体。

(2) 试件须用高强度的钢筋混凝土或钢型外框包裹, 试件与外框之间必须充填密实。

(3) 剪切缝宜控制在0.5~2.0cm之间。

上述四种试验的试件数量, 每组不得少于5对样品。

2. 试件的描述

试验前应描述: 岩石名称, 组织结构, 胶结物质及风化程度, 层理、片理和节理裂隙的发育程度及其与受剪方向的关系, 结构面的充填物、填充程度以及取样和制备试件过程中的扰动情况。对于混凝土与岩石胶结面的试件, 必须测定试件面的起伏差; 应绘制岩面沿剪切方向的高度变化曲线。混凝土的配合比, 胶结质量及实测的标号。测量试件尺寸。

3. 主要仪器设备

(1) 制备试件设备

(2) 配制混凝土设备

(3) 直剪仪, 包括法向和剪切向的加载设备。

(4) 测量法向和剪切位移的仪表。

4. 试验程序

(1) 将试件置于直剪仪上, 其受剪方向应与岩体工程的受力方向大体一致。

(2) 安装法向和剪切向的加荷系统时, 应保证法向力和剪切力的合力通过剪切面的中点。

(3) 安装测量法向和剪切向位移的仪表, 测杆的支点必须设置在剪切变形影响范围之外, 测杆和表架应具有足够的刚度。

(4) 所选择的法向应力, 除充填夹泥的结构面外, 一般应大于或等于设计应力。对充填夹泥的结构面, 法向应力的选择, 以不挤出夹泥为原则。

(5) 法向荷重的施加方法, 法向荷重分4~5级施加, 每5分钟加荷一次, 加荷后立即测读垂直变形, 5分钟后再测读一次, 达到预定荷重之后, 每5分钟观测变形一次, 直到相对稳定始能施加剪切荷重。变形相对稳定的标准是:

对于混凝土与岩石胶结面, 不夹泥的结构面和岩石锯断面及岩石本身的抗剪强度试验, 每5分钟读数一次, 连续两次读数之差不超过1%mm;

对于充填低塑性夹泥的结构面试验, 每10分钟读数一次, 连续两次读数不超过5%mm;

对于充填高塑性泥的结构面试验, 每15分钟读一次, 连续两次读数不超过5%mm。

(6) 施加剪切荷载的方法如下:

剪切荷载分级施加, 对夹泥结构面试验分别采用预估最大剪切荷载的5%和10%进行施加, 其余试验按预估最大剪切荷载的8~10%施加;

当施加的剪切荷载引起的剪切变形超过前一级剪切变形的1.5倍时, 剪切荷载减半施加;

剪切荷载的施加每5分钟加荷一次, 并测记加荷前后的法向和剪切向位移值;

试件剪断后, 继续施加剪切荷载使剪应力下降到接近某一常数值, 即不断发生的大剪切位移值达到1~1.5cm以上时, 将剪切荷载分4~5级退到零, 并观察回弹变形;

调整剪切位移仪表后, 在同等法向应力下, 按上述规定进行摩擦试验;

必要时可改变法向应力进行单点摩擦试验;

在试件剪切过程中, 宜用恒压装置使法向应力保持常数, 当条件不具备而又遇到升压或退压情况时, 要及时调整压力。

(7) 试件的描述内容如下:

试验结束后, 拆除仪表, 翻转试件, 对剪切面进行描述。

测量剪切面的起伏差, 应绘制沿剪切方向断面高度的变化曲线;

记述剪切面的破坏情况, 擦痕, 并准确量测断面积;

对于充填夹泥的结构面试验, 要记述夹泥性质、厚度、组织结构, 并取样测定含水量、容重、流塑性和进行颗粒分析试验, 同时应取代表性样品作矿物化学分析鉴定。

5. 成果整理计算

(1) 按下式计算各级法向荷载下的法向应力和剪应力:

$$\sigma = \frac{P}{A} \quad (2-1-42)$$

$$\tau = \frac{Q}{A} \quad (2-1-43)$$

式中 σ ——作用于剪切面上的法向应力, Pa;

τ ——作用于剪切面上的剪应力, Pa;

P ——作用于剪切面上的总法向荷载, 包括施加的荷载、设备重量、试块重量, N;

A ——剪切面积, m^2 ;

Q ——作用于剪切面上的剪切荷载, N。

(2) 绘制剪应力与法向位移, 剪应力与剪切位移的关系曲线, 其中剪切位移取所有测量仪表的平均值, 法向位移的前后端测量仪表应分别平均。

(3) 根据上述曲线, 确定峰值和残余强度值, 并建议算出比例极限, 屈服极限和剪胀点等强度值。

(4) 绘制各剪切阶段的剪应力和法向应力关系曲线, 按库仑表达式确定相应的摩擦系数 $\tan\phi$ 和粘结力 C 值。

岩石直剪试验记录按表2-1-40。

1.4.3.4 抗拉强度

采用劈裂法进行岩块的抗拉试验, 是在圆柱体试件的直径方向上, 施加相对的线荷载

载,使之沿试件直径方向破裂的试验,如图2-1-66所示。

1. 试件制备

(1) 试件可用钻孔岩心。

(2) 采用圆柱体作为标准试件,直径为5cm,高度为直径的0.5~1.0倍,试件尺寸允许的变化范围不超过5%。

(3) 试件制备的精度:直径最大误差不超过0.1mm;两端面的不平行度,不超过0.1mm;端面应垂直于试件轴线,最大偏差不超过0.25度。

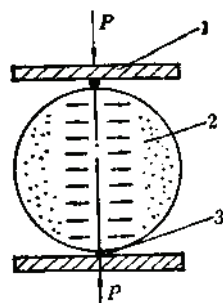


图2-1-66 劈裂法加载示意图

1—压板; 2—试件; 3—钢丝

2. 试件描述

与1.4.3.1一节相同。岩石劈裂法试验记录按表2-1-41。

3. 主要仪器设备

试件制备,检测仪器和压力机等设备的要求应符合上述各节所规定的。垫条钢丝两根直径为1.5~2.0mm。

4. 试验程序

将试件置于压力机承压板中心,在试件与承压板之间插入垫条,调整有球形座的承压板使试件均匀受载。以每秒3~5 kg/cm²的加载速度加荷,直到破坏为止,并记录最大破坏载荷。观察试件在受载过程中的破裂发展过程,并描述试件的破坏形态。

5. 结果整理和计算

按下式计算岩石的抗拉强度

$$\sigma_t = \frac{2P}{\pi dh} \quad (2-1-44)$$

式中 σ_t ——岩石的抗拉强度, Pa;

P ——破坏时的最大载荷, N;

d ——试件直径, m;

h ——试件厚度, m;

计算值取至小数点以后一位。

1.4.3.5 三轴试验

岩石的三轴试验,是在三向应力状态下测定岩石的强度和变形的一种方法,下面介绍的是侧向等压的三轴试验。

1. 试件制备

试件的数量、尺寸和精度要求与1.4.3.1节单轴抗压试件的相同,但有时试件的大小要根据三轴试验机的性能和试验研究的要求来选择。

2. 主要仪器设备

除使用岩石三轴试验机外,允许使用筒易的三轴压力室,在一般的压力机上进行试验,压力室应具有稳压装置以保持侧压力稳定。

3. 试验程序

(1) 试件的防油处理。首先在准备好的试件表面上涂上薄层胶液(如聚乙烯醇缩醛胶

A ——试件横截面积, m^2 。

(6) 试验时, 先施加预定的侧向压力, 其加载速度宜控制在每秒50kPa左右, 以保持侧向压力稳定。侧向压力的变化范围不得超过预定值的2%。然后以每秒800~1000 kPa的加载速度施加轴向荷载, 直至破坏, 并记录破坏时的最大荷载及相应的侧向压力值。

(7) 在施加轴向荷载的过程中, 记录各级应力下的纵向和横向应变(采用电阻应变仪)或纵向变形值(采用测微表)。为了绘制应力—应变曲线, 测点应尽可能多一些, 通常不少于10组测值。

(8) 试验结束后, 取出试件, 进行描述, 并量测破坏面与最大主应力作用面之间的夹角。

4. 结果整理和计算

(1) 计算不同侧向应力下的轴向应力值。

$$\sigma_1 = \frac{P}{A} \quad (2-1-46)$$

式中 σ_1 ——不同侧向应力时的轴向应力值, Pa;

P ——破坏时的最大荷载, N;

A ——试件横截面积, m^2 。

(2) 根据轴向应力 σ_1 和侧向应力 σ_3 , 求岩石的内摩擦角 ϕ 和粘结力 C 。

以 $\frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3)$ 为纵坐标, $\frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3)$ 为横坐标, 将各测点点绘在坐标图上(2-1-67), 然后用图解法或最小二乘法绘出最佳关系曲线。

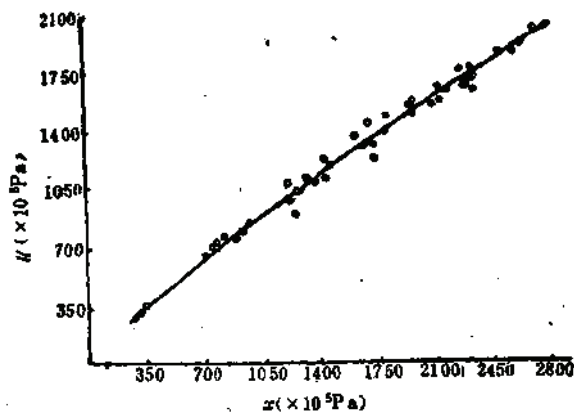


图 2-1-67 $\frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3) \sim \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3)$ 关系曲线图

$$x = \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3); \quad y = \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3)$$

在图(2-1-67)的最佳关系曲线上, 选择若干组对应值, 及每一应力组的 $(\sigma_1 + \sigma_3)/2$ 为圆心, 以 $(\sigma_1 - \sigma_3)/2$ 为半径, 在 τ — σ 坐标图上绘制应力圆, 作这些圆的包络线(图2-1-68), 据此确定 C , ϕ 值。

若以 σ_1 代 $\frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3)$ 为纵坐标, σ_3 代 $\frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3)$ 为横坐标绘制的最佳关系曲线

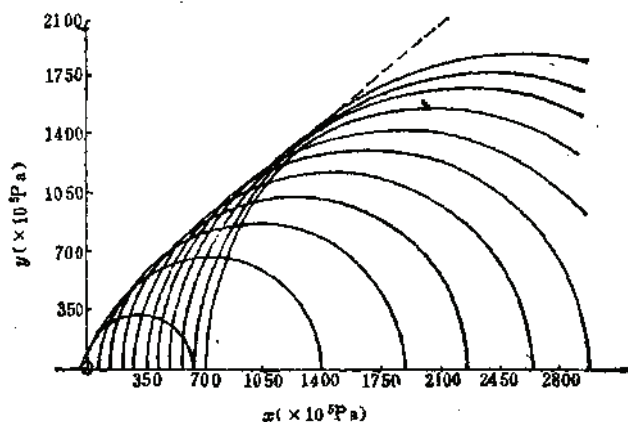


图 2-1-68 莫尔应力圆图

x ——正应力 σ_1 y ——剪应力 τ

为直线，可按式 (2-1-47) 直接求 C , ϕ 值。

$$C = \frac{\sigma_c (1 - \sin \phi)}{2 \cos \phi} \quad (2-1-47)$$

$$\phi = \sin^{-1} \frac{m-1}{m+1}$$

式中 σ_c ——图 (2-1-67) 中最佳关系曲线纵坐标的应力截距, N;

m ——图 (2-1-67) 中最佳关系曲线的斜率。

(3) 绘制应力-应变曲线，用测微表测定变形时，轴向应变按式 (2-1-48) 计算。

$$\epsilon_l = \frac{\Delta L}{L} \quad (2-1-48)$$

$$\Delta L = \Delta L_1 - \Delta L_2$$

式中 ϵ_l ——轴向应变值;

L ——试件高度, mm;

ΔL ——试件压缩变形值, mm;

ΔL_1 ——测定的总变形值, mm;

ΔL_2 ——三轴压力室构件的变形值, mm。

用电阻应变仪测定应变时，在分别计算出纵向应变和横向应变的平均值后，按式 (2-1-49) 计算试件的体积应变值。

$$\epsilon_v = \epsilon_l - 2\epsilon_d \quad (2-1-49)$$

式中 ϵ_v ——体积应变值;

ϵ_l ——轴向应变值;

1.4.3.6 一些岩石力学性质指标参数和实例

- (1) 岩石力学性质指标的经验数据, 见表 2-1-43。
- (2) 岩石单轴抗压强度及软化系数, 见表 2-1-44。
- (3) 几种岩石力学强度的经验数据, 见表 2-1-45。
- (4) 大孤山铁矿岩石力学试验数据, 见表 2-1-46、表 2-1-47、表 2-1-48。
- (5) 攀枝花尖铁矿岩石力学试验数据, 见表 2-1-49。
- (6) 大冶铁矿岩石力学数据, 见表 2-1-50、表 2-1-51、表 2-1-52、表 2-1-53、表 2-1-54、表 2-1-55。
- (7) 海南铁矿岩石力学试验数据, 见表 2-1-56。
- (8) 永平铜矿岩石力学试验数据, 见表 2-1-57。
- (9) 行洛坑钨矿岩石力学试验数据, 见表 2-1-58。

1.4.4 岩石点荷载试验

岩石的点荷载试验, 就是将岩石试样置于上下两个球端圆锥之间, 利用球端圆锥状加荷器, 对试样施加压力, 直至破坏, 通过计算求得试样强度。

与试验室的岩石力学试验相比, 点荷载试验具有如下优点:

- (1) 由于试样在点荷载作用下, 是受拉应力破坏, 故所需破坏荷载要小的多, 因此, 可采用小型和轻便的试验设备。
- (2) 可以用岩心作试样, 也可用不规则的岩块, 无须用机械加工试样, 缩短了试验周期, 降低了试验成本。
- (3) 在岩石性质多变时, 可采取足够数量的样品, 容易满足试样的代表性。
- (4) 可以试验易碎的或已碎的材料, 这就避免了取样多偏重于完整的较强的岩样的趋势。

由于有上述的优点, 所以近年来它在国内外获得了迅速的推广, 试验方法也在不断的完善。

1.4.4.1 点荷载设备

点荷载试验机由一个加荷系统(加荷框架、加荷器、油泵)及荷载 P 与加载直径 D 的测读系统组成。其基本特征如下:

- (1) 加荷系统是可调的, 加压活塞的摩擦应尽可能小, 以提高荷载的测试精度。

岩石力学性质指标

岩类	岩石名称	容重 γ (g/cm^3)	抗压强度 R_c ($\times 10^5 \text{Pa}$)	抗拉强度 R_t ($\times 10^5 \text{Pa}$)	静弹性模量 E ($\times 10^5 \text{Pa}$)
岩浆岩	花岗岩	2.63~2.73	750~1100	21~33	1.4~5.6
		2.80~3.10	1200~1800	34~51	5.43~6.9
		3.10~3.30	1800~2000	51~57	
	正长岩	2.5	800~1000	23~28	1.5~11.4
		2.7~2.8	1200~1800	34~51	
		2.8~3.3	1800~2500	51~57	
	闪长岩	2.5~2.9	1200~2000	34~57	2.2~11.4
		2.9~3.3	2000~2500	57~71	
	辉岩	2.8	1600	54	6.6~7.0
	安山岩 玄武岩	2.5~2.7	1200~1600	34~45	4.3~10.6
		2.7~3.3	1600~2500	45~71	
变质岩	辉绿岩	2.7	1600~1800	45~51	6.9~7.9
		2.9	2000~2500	57~71	
	流纹岩	2.5~3.3	1200~2500	34~71	2.2~11.4
	花岗片麻岩	2.7~2.9	1800~2000	51~57	7.3~9.4
	片麻岩	2.5	800~1000	22~28	1.5~7.0
		2.6~2.8	1400~1800	40~51	
	石英岩	2.61	870	25	4.5~14.2
		2.8~3.0	2000~3600	57~102	
	大理岩	2.5~3.3	700~1400	20~40	1.0~3.4
	千枚岩	2.5~3.3	1200~1400	34~40	2.20~3.4
	凝灰岩	2.5~3.3	1200~2500	34~71	2.2~11.4
	火山角砾岩 火山集块岩	2.5~3.3	1200~2500	34~71	1.0~11.4
	砾岩	2.2~2.5	400~1000	11~28	1.0~11.4
		2.5~2.9	1200~1600	34~45	
		2.9~3.3	1600~2500	45~71	

的经验数据表

表 2-1-43

动弹性模量 ($\times 10^{10}$ Pa)	泊松比 μ	纵波速度 U_P (m/s)	弹性抗力系数① K_0 ($\times 10^3$ Pa)	似内摩擦角② φ	容许应力③ (σ) ($\times 10^5$ Pa)
5.0~7.0	0.36~0.16	600~3000	60~200		30~40
7.1~9.1	0.16~0.10	3000~6000	120~500	75°~87°	40~50
9.1~9.4	0.10~0.02	6800	500	87°	50~60
5.4~7.0	0.36~0.16		60~200	82°30'~85°	40~50
7.1~9.1	0.16~0.10	600~3000	120~500	82°30'~85°	40~50
9.4~11.4	0.10~0.02	3000~6800	500	87°	50~60
7.1~9.4	0.25~0.10	3000~6000	120~500	75°~87°	40~60
9.4~11.4	0.10~0.02	6000~6800	200~500	87°	50
3.6	0.16	5200	120~200	85°	40~50
7.1~8.6	0.20~0.16	3900~7500	120~200	75°~85°	40~50
8.6~11.4	0.16~0.02	3900~7500	200~500	87°	50~60
8.6~9.1	0.16~0.10	5200~5800	200~500	85°	40~50
9.4~11.4	0.10~0.02	5800~6800		87°	50~60
7.1~11.4	0.16~0.02	3000~6800	120~500	75°~87°	40~60
9.1~9.4	0.20~0.05	6800	350~500	87°	50~60
5.0~7.0	0.30~0.20	3700~5000	60~200	78°~80°30'	30~40
7.8~9.1	0.20~0.05	5300~6500	120~500	80°~87°	40~50
5.6	0.20~0.16	3000~6500	80~200	80°	30
9.4~14.2	0.15~0.10		200~500	87°	60
5.0~8.2	0.36~0.16	3000~6500	60~200	70°~80°30'	40~50
7.1~7.8	0.16	3000~6500	120~200	75°~87°	40~50
7.1~11.4	0.16~0.02	3000~6800	120~500	75°~87°	40~60
7.1~11.4	0.16~0.05	3000~6800	120~500	80°~87°	40~60
3.3~7.0	0.36~0.20		20~120	70°~80°30'	30~40
7.1~8.6	0.20~0.16	3000~6500	120~500	75°~85°	40~50
8.6~11.4	0.16~0.05		200~500	80°~87°	50~60

续表

岩类	岩石名称	容重 γ (g/cm^3)	抗压强度 R_c ($\times 10^5 \text{Pa}$)	抗拉强度 R_t ($\times 10^5 \text{Pa}$)	静弹性模量 E ($\times 10^5 \text{Pa}$)
变质岩	石英砂岩	2.6~2.71	680~1025	19~30	0.30~1.25
	砂岩	1.2~1.5	45~100	2~3	0.0005~0.0023
		2.2~3.0	470~1800	14~52	2.78~5.4
	片状砂岩	2.76	800~1300	22~38	6.1
	炭质砂岩	2.2~3.0	500~1400	15~41	0.6~2.2
	碳质页岩	2.0~2.6	250~800	18~56	2.6~5.5
	黑页岩	2.71	680~1300	47~91	2.6~5.5
	带状页岩	1.55~1.65	60~80	4~6	0.0005~0.0025
	砂质页岩	2.3~2.6	600~1200	43~86	2.0~3.6
	云母页岩				
沉积岩	软页岩	1.8~2.0	200	14	1.3~3.1
	页岩	2.0~2.7	200~400	14~28	1.3~2.1
	泥灰岩	2.3~2.35	35~200	3~14	0.38~2.1
		2.5	400~600	28~42	
	黑泥灰岩	2.2~3.3	250~300	18~21	1.3~2.1
	石灰岩	1.7~2.2	100~170	6~10	2.1~8.4
		2.2~2.5	250~300	15~33	
		2.5~2.75	700~1280	43~76	
		3.1	1800~2000	107~118	
	白云岩	2.2~2.7	400~1200	11~34	1.3~3.4
		2.7~3.0	1200~1400	34~49	

注：①弹性抗力系数 K_0 是使岩层产生单位压缩变形所需施加的力。②似内摩擦角 φ 是考虑岩石的内聚力在内的假想摩擦角。

③即容许承载力。

续表

动弹性模量 ($\times 10^{10}\text{Pa}$)	泊松比 μ	纵波速度 $U_p(\text{m/s})$	弹性抗力系数① $K_0(\times 10^5\text{Pa})$	似内摩擦角② φ	容许应力③(σ) ($\times 10^3\text{Pa}$)
5.0~6.4	0.25~0.05	900~4200	40~200	75°~82°30'	20~30
0.5~1.0	0.30~0.25	900~3000	3~5	27°~45°	12~20
3.7~9.1	0.20~0.05	3000~4200	20~350	70°~85°	20~40
5~8	0.25~0.05	900~4200	40~200	70°30'	12~30
4~7.8	0.25~0.08	4000~4150	30~200	65°~85°	20~30
2.8~5.4	0.20~0.16	1800~5250	20~120	65°~75°	20~40
5.0~7.5	0.20~0.16	1800~5250	40~200	75°	20~40
0.7~0.9	0.30~0.25	1800	3~5	30°~40°	12~20
4.4~7.1	0.30~0.16	1800~5250	30~120	70°~80°30'	20~40
1.9	0.30~0.25	1800	6~30	45°~65°	12~20
1.9~3.3	0.25~0.15	1800~5250	6~40	45°~76°	20~30
0.5~1.9	0.40~0.30	1800~2800	3~20	9°~65°	12~20
3.3~4.4	0.30~0.20	2800~5250	20~60	65°~76°	30~40
2.8~3.6	0.30~0.25	1800	20~40	65°~70°	25~30
1.0~1.6	0.50~0.31	2560~2800	3~30	27°~60°	12~20
2.8~4.1	0.31~0.25	3500~4400	12~80	60°~73°	20~25
5.0~8.0	0.25~0.16	4800~6300	60~200	70°~85°	25~30
9.1~9.4	0.16~0.04	6700	120~200	85°	35~40
3.3~7.1	0.36~0.16	3000~6800	20~120	65°~83°	30~40
7.1~7.8	0.16		120~200	87°	40~50

岩石的单轴抗压强度 R_c 及软化系数 a (室内试验) 表

岩 石 名 称		$R_c (\times 10^3 \text{ Pa})$		a
		干 的	湿 的	
细粒花岗岩	新鲜的	2650	2410	0.9
	风化的	1930	1800	0.85
粗粒花岗岩	新鲜的	2390	2080	0.87
	风化的	1880	1570	0.84
花岗岩	(白垩纪)	1530	1316	0.86
花岗岩		2560	2300	0.89
安山岩		2560	2181	0.85
安山岩	(侏罗纪)	3086	2175	0.70
安山岩	(白垩纪)	1121	842	0.75
安山派灰集块岩		1220	736	0.60
凝灰岩		1785	1535	0.86
玄武岩		2661	1865	0.70
玄武岩	(柱状节理发育)	1968	1924	0.98
玄武岩	(块状)	2095	1654	0.79
玄武岩	(细粒结构)	2061	1865	0.90
闪长岩	(完整的)	900~1300	800~1000	0.70~0.80
	块状破碎的	900~1000	400~800	0.40~0.50
	糜棱岩	350~600	150~300	0.30~0.50
	糜棱岩及叶腊石	89	24	0.27
黑云母花岗闪长岩	新鲜的	1800	1200	0.66
	弱风化	1349	1193	0.88
辉绿岩		2725	2458	0.90
辉绿岩	(侏罗纪)	1181	580	0.49
流纹斑岩	新鲜的	2815	2866	1.03
	弱风化	622	592	0.95
长石石英砂岩		969	837	0.82
砾砂岩夹砾岩		900	700	0.77
红砂砾岩		181	91.5	0.50
石英砂岩	(震旦纪)	1749	1658	0.94
石英砂岩	(泥盆纪)	1416	1171	0.78
石英砂岩	(紫红色)	3498	2474	0.71
石英砂岩	(志留纪)	1594	1478	0.93
石英砂岩	(下石炭纪)	1371	1283	0.93
含砾砂岩及石英质砂砾岩		1303	1256	0.83
泥质砂岩		654	523	0.80
细砂岩		1566	1152	0.74

表 2-1-44

岩 石 名 称	$R_c (\times 10^3 \text{Pa})$		α
	干 的	湿 的	
泥质细砂岩	797	556	0.69
新鲜的 (平行层面)	1331	1220	0.92
(垂直层面)	1324	1162	0.87
弱风化的 (平行层面)	1085	1077	0.98
(垂直层面)	1323	1112	0.84
中 砂 岩	1063	717	0.68
砂 岩 (细粒结构)	1239	1079	0.89
砂 岩 (中细粒结构)	860	702	0.82
砂 岩 (粉粒结构)	968	800	0.82
紫红色砂岩	1018	522	0.50
粘土质砂岩	1573	620	0.40
细粒硅质砂岩	1136	763	0.66
中粒石英砂岩	620	437	0.70
粒土质砂岩	540	360	0.70
砂质粘土岩	370	245	0.66
粘 土 岩	240	119	0.50
石 灰 岩	2067	1892	0.41
石 灰 岩	1502	1238	0.82
白云质灰岩	1263	634	0.50
白云质灰岩 (三迭纪)	966	865	0.86
泥质灰岩	751	602	0.80
结晶灰岩 (黑色)	1351	1086	0.80
结晶灰岩 (白色)	2035	1034	0.50
泥 灰 岩	450	210	0.46
粘土质泥灰岩	924	84	0.09
白云质泥灰岩	1283	872	0.68
角砾状泥灰岩	518	441	0.85
石 英 岩	1451	1391	0.96
绿泥石片状砂岩 新鲜	1315	1233	0.93
风化	1043	1068	0.03
角闪片岩	2189	1631	0.75
云母石英片岩	1378	1130	0.82
云母绿泥石绿帘石片岩	1876	1741	0.92
云母绿泥石石英片岩	1325	927	0.70
砂质板岩	1966	1496	0.75
砂质板岩 (泥盆纪)	783	618	0.79

几种岩石力学强度的经验数值表

表 2-1-45

岩石名称	地质时代	饱和抗压强度 ($\times 10^5 \text{Pa}$)	摩擦系数 f	内聚力 C ($\times 10^5 \text{Pa}$)
1	2	3	4	5
花岗岩	燕山期	1600	0.70	0.31
角闪花岗岩	白垩纪	1065	0.57	
花岗闪长岩	三迭纪	1181	0.64	0.05
辉绿岩		1700	0.45	
云母石英片岩	前震旦纪	1130	0.55	0.28
千枚岩	前震旦纪	89	0.78	0.25
大理岩	同上	637	0.60	0.51
石英砂岩	泥盆纪	1262	0.69	0.10
石英砂岩	震旦纪	1658	0.49	0.54
白云质泥灰岩	奥陶纪	872	0.67	0.05
薄层灰岩	奥陶纪	1063	0.75	0.22
褶皱灰岩	奥陶纪	878	0.70	0.23
泥灰岩	石炭纪	1283	0.60	0.21
石英砂岩	寒武纪	681	0.54	0.13
砂岩	寒武纪	1039	0.82	0.02
中粒砂岩	寒武纪	399	0.75	0.03
砂质页岩	侏罗纪	1044	0.68	0.39
页岩	同上	438	0.70	0.47

大孤山铁矿岩石力学试验指标表

表 2-1-46

岩石名称	加载方向	抗压强度			抗拉强度			抗剪强度			弹性模量 ($\times 10^4$)		泊松比
		试件 数目	C ($\times 10^5 \text{Pa}$)	偏差系数 (%)	试件 数目	C ($\times 10^5 \text{Pa}$)	偏差系数 (%)	试件 数目	C ($\times 10^5 \text{Pa}$)	ϕ (度)	E_{ch}	E_g	
千山花岗岩		7	780	24	8	68	27	9	160	46	4.5	5.5	0.27
绿泥石英岩	//	6	956	26	5	98	12	10	190	47	6.6	7.5	0.20
混合岩		4	1063	30	8	67	26	9	110	48	4.4	5.2	0.19
千枚岩	L	6	518	43	8	76	26	10	125	41	2.1	2.6	0.17
	//	6	383	31	8	14	37	10	42	33	3.2	4.4	0.24

大孤山铁矿不规则试块弱面抗剪试验指标表

表 2-1-47

岩石名称	试验项目	试验组数	试验指标	
			C ($\times 10^5 \text{Pa}$)	ϕ (度)
花岗岩	弱面抗剪断	1	8.6	50
	弱面抗摩擦	3	2.8~5.9	30~36
混合岩	弱面抗摩擦	3	3.1~5.4	29~30

大孤山铁矿岩体强度指标表

表 2-1-48

岩石名称	抗剪强度 C ($\times 10^5 \text{Pa}$)		抗剪强度 ϕ		容重 γ (t/m^3)
	室内	现场	室内	现场	
混合岩	79	14.8	31°	35°05'	2.6
花岗岩	14.5	10.5	30°05'	35°	2.6
绿泥石英片岩	11.9		31°05'	31°	2.65
绢云母千枚岩		0.7			
粉岩	120		32°	28°	2.8

攀枝花兰尖铁矿岩体抗剪强度指标表

表 2-1-49

岩石名称		C ($\times 10^5 \text{Pa}$)	ϕ (°)	γ (t/m^3)	备 注
兰 山	地表风化粗粒辉长岩	0.65	34	3.0	岩体抗剪力
	地表风化花岗岩长岩	2.2	30	2.5	岩体摩擦
	粗粒辉长岩	0.22	32	3.14	岩体抗剪力
	角闪片岩	0.10	35	2.94	同 上
	平洞内细粒辉长岩	13.80	41	3.14	岩体摩擦
尖 山	平洞内细粒辉长岩	8.6	32	3.14	弱面摩擦
	角闪岩	0.05	30	2.94	同 上
	平洞内大理岩	30.6	50	2.59	岩体摩擦

大冶铁矿岩石抗剪断强度建议采用值表

表 2-1-50

岩 性	地 质 特 征	建 议 采 用 值						泊松比
		C ($\times 10^5 \text{Pa}$)		(ϕ)		容重 γ (t/m^3)	弹 模 E ($\times 10^5 \text{Pa}$)	
		浸水	风干	浸水	风干			
含石榴子	致密块状完整	7	14	35	40	2.7	$(1.1 \sim 2.5) \times 10^5$	0.17~0.22
石大理岩	致密块状有裂隙及方解石脉	3	12	30	35	2.7	$(1.1 \sim 2.5) \times 10^5$	0.17~0.22
条 带 状	致密块状完整	7	14	33	38	2.7	$(1.1 \sim 2.5) \times 10^5$	0.17~0.22
大 理 岩	致密块状有裂隙及方解石脉	3	12	30	35			
中 粗 粒	致密块状完整	5~10	18			2.7	$(0.93 \sim 3.0) \times 10^5$	0.25~0.32
闪 长 岩	致密块状有裂隙			40	40			
蚀 变	致密块状有隐	2	80	28	32	2.7	$(0.74 \sim 2.0) \times 10^5$	0.24
闪 长 岩	节理及裂隙							

大冶铁矿断层强度建议采用值表

表 2-1-51

岩 性	结构面及夹泥特征	建议采用值				容重 γ (t/m^3)	弹 模 E ($\times 10^5 Pa$)	泊松比 μ
		C ($\times 10^5 Pa$)		φ (度)				
		浸水	风干	浸水	风干			
大理岩	泥 质	0	0.3	8	16~18	2.3	$(0.07\sim0.09)\times 10^5$	0.35
	角砾夹泥	0	0.3	10	20~22	2.4	$(0.07\sim0.09)\times 10^5$	
	角 砾	0	0.3	18	25	2.5	$(0.5\sim0.7)\times 10^5$	
闪长岩	泥 质	0	0.3	8	15~17	2.3	$(0.07\sim0.09)\times 10^5$	0.22
	角砾夹泥	0	0.3	10	18~20	2.4	$(0.07\sim0.09)\times 10^5$	
	角 砾	0.1	0.3	18	25	2.5	$(0.5\sim0.7)\times 10^5$	

大冶铁矿节理强度建议采用值表

表 2-1-52

岩 性	结构面及充填特征	建议采用值				弹性模量 E ($\times 10^5 \text{Pa}$)	泊松比 μ
		C ($\times 10^5 \text{Pa}$)		φ ($^\circ$)			
		浸水	风干	浸水	风干		
大理岩	平直, 含泥	0	0.3~0.5	10	16~20	$(0.7\sim 1) \times 10^5$	0.3
	平直, 干净	0.5	1~2	20	30~32		
	粗糙, 含泥	0	0.3~0.5	12	20~25	$(0.7\sim 1) \times 10^5$	0.3
	粗糙, 干净	0.5	1~2	25	32~35		
闪长岩	平直、含泥	0	0.3~0.5	10	15~20	同 上	0.3
	平直、干净	0.5	1~2	20	25~30		
	粗糙、含泥	0	0.3~0.5	12	19~28	同 上	0.3
	粗糙、干净	0.5	1~2	25	35~37		
蚀变闪长岩	平直、含泥	0	0.3~0.5	8	14~18	同 上	0.3
	平直、干净	0.5	1~2	20	25~26		
	粗糙、含泥	0	0.3~0.5	10	14~18	同 上	0.3
	粗糙、干净	0.5	1~2	20	30		

大冶铁矿弹性模量及泊松比建议采用值表

表 2-1-53

岩 性	地 质 特 征	建议弹性模量 E ($\times 10^5 \text{Pa}$)	泊 松 比 (μ)
闪 长 岩	包括 σ_1, σ_3 岩类	2×10^5	0.28
大 理 岩	包括顺层与切层的大理岩	1.8×10^5	0.2
砂 卡 岩		1.5×10^5	0.24
岩体破碎带	尖 F_{13} 等断层	0.7×10^5	0.22
铁 矿 体		1.56×10^5	0.27
断层与节理	尖 F_9 等	0.8×10^5	0.35 (大理岩) 0.22 (闪长岩)

大冶铁矿稳定性计算选用的岩体强度指标表

表 2-1-54

岩石名称	C ($\times 10^5 \text{Pa}$)	ϕ ($^\circ$)	γ (t/m^3)	备 注
闪长岩	5.0~10.0	40	2.7	
大理岩	1.5~2.0/3.0~4.0	25~27/33~33	2.7	顺层理/切层理
糜石岩	0	36	25	
尖 F_9	0~0.3	18		
尖 F_{13}	0.1	20	24	

大冶铁矿刚度系数建议采用值表

表 2-1-55

岩 性	地 质 特 征	建 议 采 用 值	
		法向刚度系数 K_n (N/cm^3)	切向刚度系数 K_t (N/cm^3)
含石榴子石 大 理 岩	緻密块状、完整; 緻密块状有裂隙及方解石脉	0.06×10^4	$(0.1 \sim 0.8) \times 10^4$
条带状大理岩	緻密块状、完整; 緻密块状有裂隙及方解石脉	同上	$(0.01 \sim 0.9) \times 10^4$
中粗粒闪长岩	緻密、块状完整; 緻密块状, 有裂隙	0.12×10^5	$(0.04 \sim 0.1) \times 10^4$
蚀变闪长岩	緻密块状, 有隐节理; 緻密块状有节理	同上	$(0.03 \sim 0.1) \times 10^4$

海南铁矿岩石力学指标表

表 2-1-56

岩石名称	岩 石		弱 面		流 变		容 重 ($\times 10^4 \text{ N/m}^3$)
	C ($\times 10^5 \text{ Pa}$)	ϕ ($^\circ$)	C ($\times 10^5 \text{ Pa}$)	ϕ ($^\circ$)	C ($\times 10^5 \text{ Pa}$)	ϕ ($^\circ$)	
透辉石透闪石灰岩	32 $^\circ$	48 $^\circ 55' \sim$	18 $^\circ$	38 $^\circ 32' \sim$	14.4 $^\circ$	30 $^\circ 49' \sim$	2.8
风化透辉石透闪石灰岩	2.1 $^\circ$	34 $^\circ \sim$	1.5 $^\circ$	30 $^\circ 36' \sim$	1.2 $^\circ$	24 $^\circ 29' \sim$	2.0
绢云母石灰片岩	13 $^\circ$	41 $^\circ 21' \sim$	9.4 $^\circ$	38 $^\circ 42' \sim$	3.5 $^\circ$	31 $^\circ 31' \sim$	2.2
石英岩	295 $^\circ$	49 $^\circ 30' \sim$	5 $^\circ$	49 $^\circ \sim$	4 $^\circ$	49 $^\circ 13' \sim$	2.5
白云质灰岩	82 $^\circ$	36 $^\circ 30' \sim$	57.4 $^\circ$	32 $^\circ 51' \sim$	45.9 $^\circ$	26 $^\circ 17' \sim$	3.0
千枚夹砂岩	2.1 $^\Delta$	34 $^\circ \Delta$	1.5 $^\Delta$	30 $^\circ 36' \Delta$	1.2 $^\Delta$	24 $^\circ 29' \sim$	2.2
铜 钴 矿	2.1 $^\Delta$	34 $^\circ \Delta$	1.5 $^\Delta$	30 $^\circ 36' \Delta$	1.2 $^\Delta$	24 $^\circ 29' \Delta$	2.6
双透化白云质灰岩	5.3 $^\Delta$	36 $^\circ 01' \Delta$	2.1 $^\Delta$	34 $^\circ \Delta$	1.5 $^\Delta$	30 $^\circ 36' \Delta$	2.6
砂岩夹千枚岩	5 $^\circ$	49 $^\circ \sim$	4 $^\Delta$	39 $^\circ 12' \Delta$			2.5
铁 矿	2.1 $^\Delta$	34 $^\circ \Delta$	1.5 $^\Delta$	30 $^\circ 36' \Delta$	1.2 $^\Delta$	24 $^\circ 29' \Delta$	3.1
铁 矿			0.15 $^\circ$	40 $^\circ 9' \sim$			4.0
风化绢云母片岩			10 $^\circ$	36 $^\circ 01' \sim$			2.2

注: V—直接采用试验指标; O—按片岩比例折算值;

△—选用岩性相似值, 断层采用流变指标。

永平铜矿岩石抗剪强度试验指标表

表 2-1-57

岩石名称	弱 面 剪 断		弱 面 摩 擦	
	C ($\times 10^5 \text{ Pa}$)	ϕ ($^\circ$)	C ($\times 10^5 \text{ Pa}$)	ϕ ($^\circ$)
砂卡岩(节理面)已脱开			2.1	27 $^\circ 32'$
片麻状混合岩(节理面未脱开)	19	28 $^\circ 22'$		
同 上			2.6	29 $^\circ 30'$
上混合岩(节理面)	13.9	37 $^\circ 05'$		
下混合岩(节理面)			5.4	30 $^\circ 25'$
石英砂岩(节理面)未脱开	13.6	33 $^\circ 30'$		
石灰岩(岩蕊)	28.9	37 $^\circ 42'$		
千枚状页岩(原岩)	0.5	34 $^\circ 39'$		
页岩(原岩)	0.3	23 $^\circ 51'$		
断层混合岩角砾岩(原岩)	0.4	27 $^\circ$		

行洛犹鹤矿岩石剪切强度试验指标表

表 2-1-58

岩 石 名 称	$C (\times 10^5 \text{Pa})$	ϕ
风化变质粉砂岩	2.39	$33^\circ 23'$
变质粉砂岩	3.3	$33^\circ 15'$
变质黑云母长石、石英砂岩	2.95	$33^\circ 46'$
变质长石石英砂岩	3.47	$30^\circ 31'$
斑状花岗岩	3.6	$32^\circ 14'$
破碎带	3.22	$29^\circ 36'$

(2) 加荷器见图 2-1-70 和图 2-1-71。加荷器应当是刚性的, 在加荷系统中不允许有球座和其他非刚性构件。

(3) 对测试系统, 破坏荷载 P 的测读精度应达到 $\pm 2\%$, 加载直径 D 的测读精度到 $\pm 0.5 \text{ mm}$ 。

国内目前生产的点荷载设备有成都地质学院试制的 XD-2 型点荷载仪, 长沙矿山研究院设计的 DH-1 型点荷载仪等。

1.4.4.2 试验方法

(1) 对将要试验的岩石划分单元, 每个单元的岩样应具有大致相同的强度, 做为一组岩样。试验时应优先选用岩心状试样。

(2) 径向试验, 岩心试样的长度与直径 D 之比应大于 1.4。试验时加荷器与试样的触点与最近末端之间距离至少为 $0.7D$ (D 为岩心直径), 如图 2-1-72。每一单元样品的试验数目应大于 10 个, 记录破坏荷载 P 与加载直径 D 。

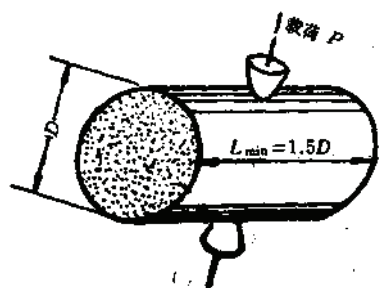


图 2-1-70 点荷载示意图

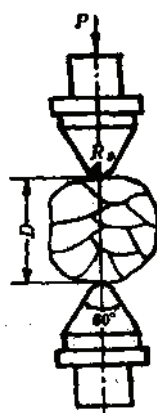


图 2-1-71 加荷器

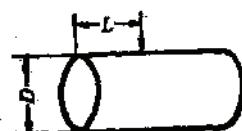


图 2-1-72 径向试验

(3) 轴向试验, 试样长度与直径之比为 1.1 ± 0.05 。加压时触点应尽量靠近岩心轴, 如图 2-1-73。对每种试样数目应不少于 10 个。

(4) 不规则块试验, 要求试样的尺寸大致接近于 50mm, 最长和最短边长之比为 1.0~1.4, 如图 2-1-74。对每种岩样至少试验 20 块。对试样加压至破坏, 记录破坏荷载 P 与距离 D 。

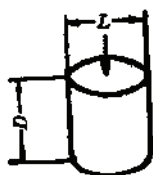


图 2-1-73 轴向试验

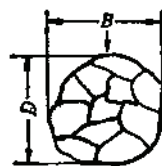


图 2-1-74 不规则块试验

(5) 各向异性, 如具有明显的层理、片理或具有其它明显各向异性表征的岩石进行试验时, 应沿最弱与最强两个方向进行。基于这两点要求, 对轴向试验就不一定要求沿岩心轴测量。

1.4.4.3 点荷载的强度指数的计算

(1) 计算点荷载的强度指数按式 (2-1-50)

$$I_s = \frac{P}{D^2} \quad (2-1-50)$$

式中 I_s ——点荷载强度指数, KPa;

P ——试样破坏点荷载, kN;

D ——加载直径, m。

(2) 为了标准分类和其它强度换算, 应将 I_s 按标准直径 50mm 换算成标准强度指数 $I_{s(50)}$ (50), 这种修正可利用图 2-1-75 进行。

(3) 可求一组试验的中值作为该组试验的代表值。

(4) 在径向试验中, 岩心直径 D 实际上是一个常数, 可以首先求破坏荷载的中值, 然后计算与此荷载相应的点荷载指数, 并进行尺寸修正。但在轴向和不规则块体试验中, 首先必须求得每次试验的指数以及对尺寸进行修正, 然后计算这些已被修正过的结果的中值。

(5) 各向异性试样的强度指数 $I_{s(50)}$ 可以按垂直和平行于软面的强度指数之比来计算, 各向同性的 $I_{s(50)}$ 的比值近于 1.0, 各向异性时比值 > 1 。

1.4.4.4 点荷载试验的应用

岩石的点荷载试验在采矿工程中的应用, 主要在以下几个方面:

1. 确定岩石的抗拉强度

岩石的抗拉强度与点荷载强度指数 $I_{s(50)}$ 之间的关系如式 (2-1-51);

$$\sigma_t = K I_{s(50)} \quad (2-1-51)$$

式中 K ——系数, 根据平松和冈的试验, 对不规则形状的试样一般可采用 0.9 或 0.96。
岩石单轴抗拉强度经验公式, 见表 2-1-59。

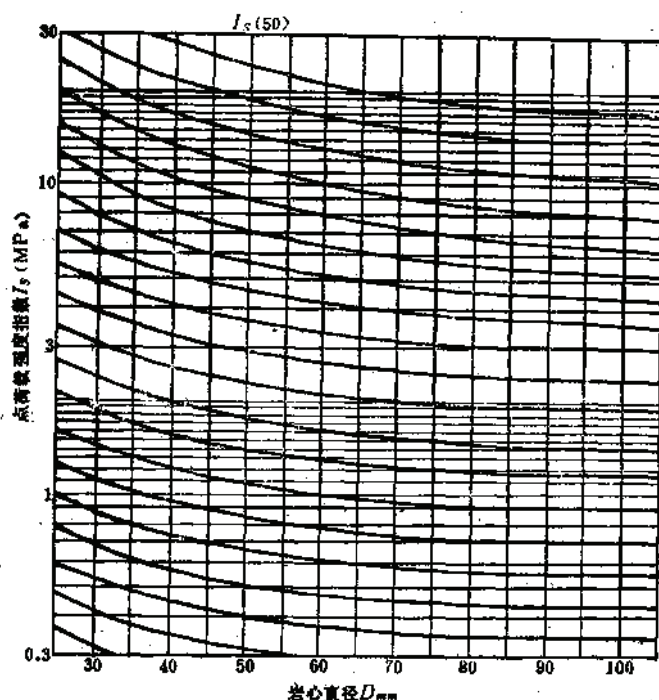


图 2-1-75 尺寸修正曲线

岩石单轴抗拉强度经验公式表

表 2-1-59

序 号	提 出 者	经 验 公 式
1	日本·平松良雄	$\sigma_t = 0.9 \frac{P}{D^2}$
2	国际岩石力学协会	$\sigma_t = 0.8 I_s(50)$
3	目前·国际上常用的	$\sigma_t = 0.96 I_s(50)$
4	成都地质学院	$\sigma_t = 1.92 [PLS]$

注: 表中, D ——两加载点间距;

$I_s(50)$ ——修正后的岩石点荷载强度指数;

$[PLS]$ ——点荷载强度。

2. 确定岩石的抗压强度

岩石的抗压强度 σ_c 与点荷载强度指数 $I_s(50)$ 之间的关系式如下:

$$\sigma_c = C I_s(50) \quad (2-1-52)$$

式中 C ——抗压与抗拉的强度比, 推荐 C 取 24。

岩石单轴抗压强度经验公式, 见表 2-1-60。两种处理方法的试验结果, 见表 2-1-61。

岩石单轴抗压强度经验公式表

表 2-1-60

序号	提出者	使用条件	经验公式 $\sigma_c = KI_s(\epsilon_0)$
1	D·V丹德烈亚	岩心直径 $\phi = 25\text{mm}$	$\sigma_c = 16I_s$
2	E·布劳奇及T·A富兰克林	$\phi = 38\text{mm}$	$\sigma_c = 23.7I_s(\epsilon_0)$
3	Z·T别尼亚夫斯基	$\phi = 54\text{mm}$	$\sigma_c = 24I_s(\epsilon_0)$
4		$\phi = 42\text{mm}$	$\sigma_c = 21I_s(\epsilon_0)$
5		$\phi = 21.5\text{mm}$	$\sigma_c = 18I_s(\epsilon_0)$
6	J·P詹宁	石灰岩、白云岩、角砾岩	$\sigma_c = 12I_s(\epsilon_0)$
7	J·R·L里德	砂岩、新鲜砂岩、玄武岩	$\sigma_c = 17I_s(\epsilon_0)$ $\sigma_c = 22I_s(\epsilon_0)$
8	F·P哈萨克	英国各地1000多个沉积岩试验	$\sigma_c = 20I_s(\epsilon_0)$
9	H·布罗克	100多种岩石试验	$\sigma_c = 22I_s(\epsilon_0)$
10	B·P博依		$\sigma_c = 23.5I_s(\epsilon_0)$
11	(加)边境工程手册		$\sigma_c = 18I_s(\epsilon_0)$
12	成都地质学院	D为主要参数或破坏面积为主要参数	$\sigma_c = 22I_s(\epsilon_0)$ 或 $\sigma_c = 17.86\text{PLS}$
13	云南水力勘察设计院		$\sigma_c = 25I_s + 47.75$
14	东北工学院		$\sigma_c = 18I_s(\epsilon_0)$
15	长沙矿山研究院	对16个矿山, 60多种岩石, 2000多个试件的试验, 以浸深为主要参数	$\sigma_c = 33.63 + 4.13I_s(\epsilon_0) + 0.022(\Delta P / \Delta D) + 4.45(\Delta P / \Delta h)$

 ΔP —平均破坏荷载; ΔD —平均试件高度; Δh —压头浸深。

两种处理方法的试验结果表

表 2-1-61

组号	岩石	试件数量	岩石单轴强度 ($\times 10^3 \text{Pa}$)	日本·平松良雄处 理方法(1)	成都地质学院PLS试验 小试处理方法(2)	(1)与(2)之比
1	中—微风化花岗岩长斑岩	20	σ_t	57.20	51.8	1.10
			σ_c	1049.6	482.1	2.18
2	新鲜花岗岩长斑岩	21	σ_t	81.3	79.2	1.03
			σ_c	1475.3	736.3	2.00
3	微风化花岗岩长斑岩	20	σ_t	85.7	92.5	0.93
			σ_c	1471.2	860.2	1.71
4	中风化花岗岩长斑岩	23	σ_t	52.4	58.8	0.89
			σ_c	773.8	584	1.37
5	新鲜花岗岩长斑岩	24	σ_t	81.4	104.9	0.78
			σ_c	1801.1	976	1.85
6	同上	25	σ_t	89.5	111.7	0.80
			σ_c	1889.3	1039.1	1.82
7	同上	23	σ_t	85.8	118.3	0.73
			σ_c	1795.2	1100.8	1.63

注: $\Sigma = 156$, 表中 1. σ_t —单轴抗拉, σ_c —单轴抗压;2. 平松良雄: $\sigma_t = 0.9I_s$, $\sigma_c = KI_s$;当沿短轴加载时 $K = 18 \sim 19$;当沿长轴加载时 $K = 23.7$;3. 成都地质学院: $\sigma_t = 1.92\text{PLS}$; $\sigma_c = 17.96\text{PLS}$ 。

3. 在研究基岩风化带中的应用

从工程地质观点研究基岩风化带, 所划分出的风化带均应有明确的强度概念。大量点荷载试验表明, 随着岩石风化程度的不同, 点荷载强度指数也有明显的变化, 而且这种变化同其他一些常用鉴定岩石强度的标志相对应。如表 2-1-62 所示。

花岗岩风化带的点荷载试验抗拉强度

表 2-1-62

风化带分级	试验数量	平均值 ($\times 10^5 \text{Pa}$)	中值 ($\times 10^5 \text{Pa}$)	范 围	
				最大($\times 10^5 \text{Pa}$)	最小($\times 10^5 \text{Pa}$)
I	39	111	119	251	30
II	35	50	50	150	15
III	34	5.6	6.0	32	1.0
IV	12	0.63	0.66	2.9	0.22
V	12	0.03	0.03	0.09	0.02

4. 在测定岩石强度各向异性中的应用

对岩石的最强与最弱方向上分别进行点荷载试验, 两个方向上的点荷载强度中值之比称为“强度各向异性指数”, 以此可评价岩石各向异性程度。岩石若基本是各向同性的, 则强度指数近于 1, 反之该值增高。

5. 在确定凿岩速度方面的应用

凿岩速度与岩石点荷载强度指数的关系根据姜荣超等人的试验如图 2-1-76 所示^①。图中的关系也可表示为

$$v_d = 40 - 1.4 I_{s(50)} \quad (2-1-53)$$

$$\text{或 } v_d = 44e^{-0.0024 I_{s(50)}} \quad (2-1-54)$$

探讨 $I_{s(50)}$ 与凿岩速度 v_d 之间的关系, 可以通过点荷载试验估算钻进速度, 预估凿岩定额。

1.4.4.5 点荷载试验成果报告

岩石的点荷载试验成果报告应包括以下内容:

- (1) 样品的数量、位置、含水条件和贮存时间, 描述试样中存在的弱面方位和性质。
- (2) 记录试验的表格如表 2-1-63。
- (3) 试验结果包括 I_s 、 $I_{s(50)}$ 及 $I_{s(50)}$ 中值, 并计算出强度各向异性指数。
- (4) 计算出岩石的抗拉强度、抗压强度以及根据试验目的所能得出的结论。

1.4.4.6 应用实例

湖北大冶铜录山矿陡边坡工程岩石点荷载试验成果见表 2-1-64。

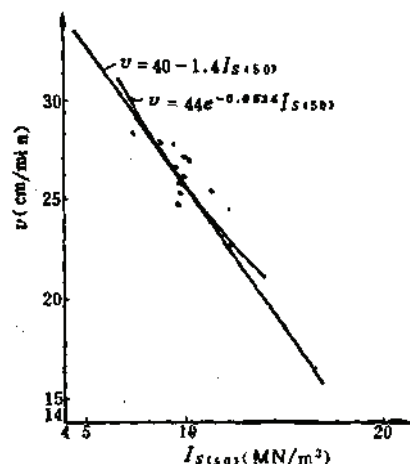


图 2-1-76 点荷载指数与凿岩速度的关系

^①姜荣超、金福高,《不同围岩的点荷载试验及其应用》,长沙矿山研究院,1984年。

点荷载试验记录表

试样编号

采样地点

试验日期 年 月 日

年 月 日

表 2-1-63

[illegible]

試驗_____ 校核_____ 復核_____

岩心点荷载试验情况综合表

表 2-1-64

序号	取样深度 (m)	组号	试样数量 (个)	岩石名称	岩石单轴 抗压强度 ($\times 10^5$ Pa)	岩石单轴 抗拉强度 ($\times 10^5$ Pa)	岩石粘结强度 ($\times 10^5$ Pa)
1	38~46	PL-1	17	大理岩	1333	49	
2	38~46	PL-2	23	含节理裂隙大理岩	1054	38	
3	97.8~101.8	PL-3	16	纳长斑岩	2019	73	
4	97.8~101.8	PL-4	16	含节理裂隙纳长斑岩	1642	60	
5	150.1~155.5	PL-5	22	砂卡岩	580	21	163
6	180~190	PL-6	25	中-微风化花岗岩闪长斑岩	1210	44	
7	255附近	PL-7	18	中风化花岗岩闪长斑岩	629	23	181
8	269.9~274.2	PL-8	20	新鲜花岗岩闪长斑岩	1734	63	
9	296.7~312.6	PL-9	27	中风化花岗岩闪长斑岩	586	22	165
10	326~341	PL-10	18	新鲜花岗岩闪长斑岩	1686	61	

①南昌有色冶金设计研究院,“铜录山矿点荷载试验报告”,1986年。

1.5 软弱材料的物理力学性质

1.5.1 土的主要力学性质

1.5.1.1 土的压缩

不同的土具有不同程度的孔隙体积,当一定的荷载作用于土上时,孔隙体积减小,产生相应的压缩变形,土的压缩变形一般由压缩试验中的压力与孔隙比来表示。当压力不大时,压力与孔隙度之间呈近似的直线关系,如图 2-1-77 所示。孔隙比与相应压力的比值称压缩系数。高压缩性的土压缩系数大于 0.05,低压缩性的土压缩系数小于 0.01,中压缩性的土介于其间,压缩系数为 0.01~0.05。

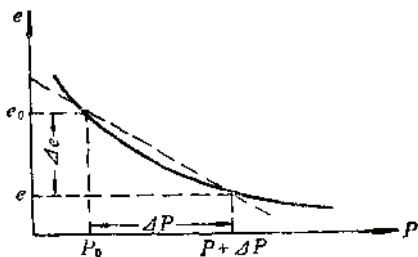


图 2-1-77 孔隙压缩曲线

土的压缩模量是土的压缩应力与压缩应变的比。

1.5.1.2 土的膨胀

一些含有粘土矿物如蒙脱石、伊利石等软弱物料,遇水后发生膨胀,这是与时间有关的物理化学效应,它对地表构筑物和地下的井巷工程等都会产生巨大的膨胀压力,使井巷变形,甚至遭到破坏。

物料本身的膨胀量可以在试验室中测量,可用环刀式膨胀测试仪测量原状土的膨胀量。用环刀切取原状土,在环刀上放上带孔的板,并用活塞加载,放在玻璃容器中,装好传感器,向玻璃容器中加入蒸馏水,或使用自现场取回的地下水,土样在毛细管作用下吸入水分并开始膨胀。传感器表盘的刻度指示出土样的膨胀度,直到停止膨胀时,记下表盘的膨胀度,并立即把土样取出测量样品的含水湿度,就可计算出该含水量下试样的膨胀量以及所需的膨胀时间。还应当进行软弱物料中遇水膨胀矿物含量的分析。

1.5.1.3 土的抗剪强度

土的抗剪强度是有效正应力的函数。有效正应力等于总应力减去孔隙压力。

$$\text{总应力抗剪强度 } s = c + \sigma \tan \phi \quad (2-1-55)$$

$$\text{有效应力抗剪强度 } s' = c' + (\sigma - u) \tan \phi \quad (2-1-56)$$

式中 s 和 s' ——抗剪强度, Pa;

ϕ 和 ϕ' ——内摩擦角,度;

c 和 c' ——粘结力, Pa;

u ——孔隙压力, Pa。

增加正应力和施加剪应力都会引起孔隙压力的变化。剪应力所引起的变化可以是正的,也可以是负的,孔隙压力可以由现场测定,或者是根据经验估计。有效应力参数的室内测定有两种方法:一种方法是测定剪切过程中在土样内引起的孔隙压力;另一种方法是在排水条件下非常缓慢地施加剪切载荷。

总应力参数(c 和 ϕ)用于孔隙水体积没有变化(即没有固结)的施载条件,因而在

内作抗剪测定时不允许进行排水。

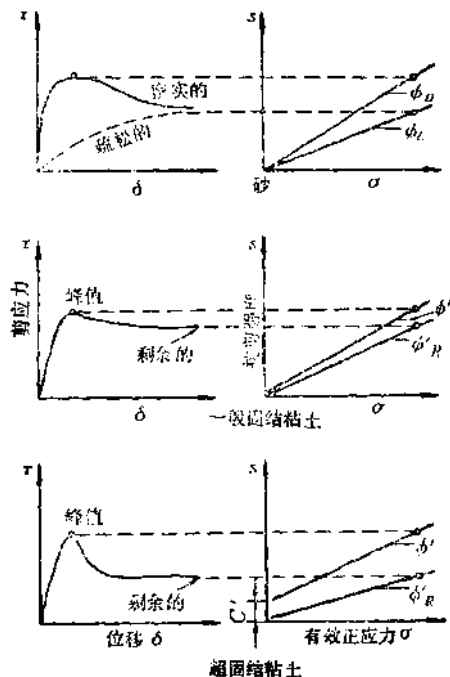


图 2-1-78 土的典型的应力-应变曲线和强度特性

对于给定的地基土, 极限承载力并不是常数, 而与以下因素有关: 承载面积的大小和形状、承载面埋置深度、地下水情况及载荷施加方式等。承受垂直荷载的浅基础承载力, 可按图 2-1-79 及图中的公式计算。

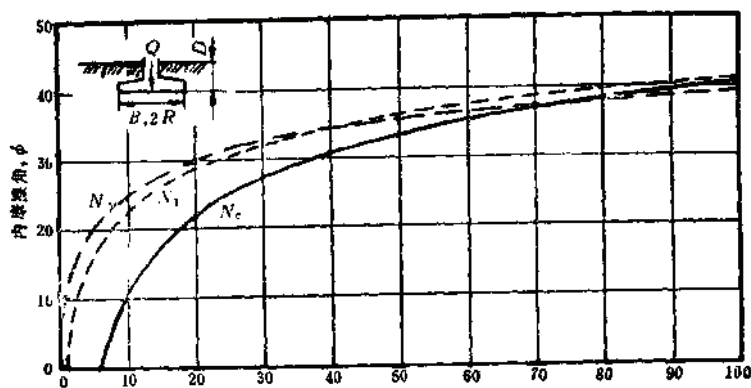


图 2-1-79 浅基础的极限承载力

注: 条形基础 $q_u = CN_c + \gamma DN_q + 0.5\gamma BN_\gamma$

矩形基础 $q_u = Q/B L = cN_c (1 + 0.3B/L) + \gamma DN_q + 0.4\gamma BN_\gamma$

圆形基础 $q_u = Q/\pi R^2 = 1.3cN_c + \gamma DN_q + 0.6\gamma RN_\gamma$

式中: q_u —极限承载力; C —粘聚力; γ —土的容重; L —基础长度

典型的无粘结性土的应力-应变曲线, 以及在排水条件下试验的正常载荷、粘土和超固结粘土的应力-应变曲线, 如图 2-1-78 所示。一般固结土的抗剪强度 τ 大约是多少任何深度有效垂直应力的 1/5 到 1/3。超过峰值强度之后, 抗剪强度随着应变增加而降低。在较大应变时, 抗剪强度降到常数值或接近常数值。这时的抗剪强度实质上就是原有的摩擦阻力, 与此相应的是剩余摩擦角。对于粘土, 特别是高度超固结粘土和粘土页岩中开挖的边坡和天然边坡来说, 剩余抗剪强度是边坡力学状态的一个重要因素。

1.5.1.4 承载能力

基础传给下覆土层的载荷, 不能等于或超过某一特定数值, 否则基础将因承载力过大而破坏。按承载力计算的最大安全载荷, 就等于极限承载力除以适当的安全系数。我们把导致土体破坏和横向变形, 以及承载面急剧沉降的最大载荷称为极限承载力。

1.5.1.5 残余强度

大多数粘性土或无粘性土达到强度破坏标准后,如再继续增大变形,虽仍有强度,但强度明显降低,最后稳定在某一数值。这个强度的终值称为残余强度。

目前残余强度的测定,有的用直剪仪进行反复剪切的方法,也有用环剪仪、十字板剪力仪来作的。

残余强度可作为验算停止活动不久的滑动土体是否能保持平衡的指标。例如,土坡或挡土墙填土中已发生剪裂面,就不能再使用常规抗剪强度指标,而以采用残余强度为宜。此外,强度较高并属坚硬或硬塑状态的粘土边坡,有时会在坡体某一局部范围内出现剪应力超过常规试验峰值强度,而逐渐发展至使整个土坡产生滑动的“渐进性”破坏。所以如经试验,发现坚硬粘土的残余强度比常规峰值强度低得多,且土坡中又可能存在局部剪应力超过峰值强度的情况时,即使土坡尚未出现滑裂面,也应考虑用残余强度进行校核。

表 2-1-65 是无粘性土在不同密实状态的内摩擦角数值,在无试验资料时可供参考选用。

无粘性土内摩擦角表

表 2-1-65

土 的 类 型	残余强度 (或松砂峰值强度)	峰 值 强 度	
		中 密	密 实
细砂(非塑性)	26~30°	28~32°	30~34°
均匀细砂、中砂	26~30°	30~34°	32~36°
级配良好的砂	30~34°	34~40°	38~46°
砾 砂	32~36°	36~42°	40~48°

1.5.2 土的特性参数及实例

(1) 南京栖霞山铅锌矿矿体上盘和洲组地层中软质夹层发育,夹层多为钙质、泥质页岩及粘土岩,取样分析结果如表 2-1-66。

(2) 各类土的物理力学参数,见表 2-1-67~表 2-1-71。

栖霞山断崖泥力学试验指标表●

表 2-1-66

土粒比重 GB	天然湿度 W(%)	天然容重 $\gamma(g/cm^3)$	干 密 重 $\gamma_d(g/cm^3)$	天然孔隙比 e	液 限 $w_L(\%)$	塑 限 $w_P(\%)$
2.85	23.9~27.2	1.92~1.97	1.51~1.61	0.887~0.770	34.6	30.7
塑性指数 I _p	液性指数 I _L	粘 结 力 C($\times 10^5 Pa$)	内 摩 擦 角 $\phi(^{\circ})$	压缩模量 E _s ($\times 10^5 Pa$)	压缩系数 $\alpha_{1-2}(\times 10^{-5} Pa^{-1})$	
13.9	23~46.8	0.23	15.2	26~27	0.069~0.065	

①北京有色冶金设计研究总院,南京栖霞山铅锌矿岩石力学报告”,1985年。

不同成因粘性土的有关物理力学性质指标

表 2-1-67

土 类	孔隙比 e	液性指数 I_L	含水量 $W(\%)$	液 限 $W_L(\%)$	塑性指数 I_P	容许承载力 R ($\times 10^3 \text{Pa}$)	压缩模量 E ($\times 10^3 \text{Pa}$)	内聚力 C ($\times 10^3 \text{Pa}$)	内摩擦角 $\varphi(^{\circ})$
下蜀系粘性土	0.6~0.9	<0.8	15~25	25~40	10~18	30~80	>150	0.4~1.0	22~30
一般粘性土	0.55~1.0	0~1.0	15~30	25~45	5~20	10~45	40~150	0.1~0.5	15~22
新近沉积粘土	0.7~1.2	0.25~1.2	24~36	30~45	6~48	8~14	20~75	0.1~0.2	7~15
淤泥或淤泥质土	沿海	1.0~2.0	>1.0	36~70	10~25	4~10	10~50	0.05~0.15	1~10
	内陆					5~11	20~50		
	山区					3~8	10~60		
云贵红粘土	1.0~1.9	0~0.4	30~50	50~90	>17	10~32	50~160	0.3~0.8	5~10

几种土的渗透系数表

表 2-1-68

土 类	渗透系数 $K(\text{cm/s})$	土 类	渗透系数 $K(\text{cm/s})$
粘 土	$<1.2 \times 10^{-6}$	细 砂	$1.2 \times 10^{-3} \sim 6.0 \times 10^{-3}$
亚 粘 土	$1.2 \times 10^{-6} \sim 6.0 \times 10^{-5}$	中 砂	$6.0 \times 10^{-3} \sim 2.4 \times 10^{-2}$
轻亚粘土	$6.0 \times 10^{-5} \sim 6.0 \times 10^{-4}$	粗 砂	$2.4 \times 10^{-2} \sim 6.0 \times 10^{-2}$
黄 土	$3.0 \times 10^{-4} \sim 6.0 \times 10^{-4}$	砾 砂	$6.0 \times 10^{-2} \sim 1.8 \times 10^{-1}$
粉 砂	$6.0 \times 10^{-4} \sim 1.2 \times 10^{-3}$		

土的平均物理、力学性质指标表

表 2-1-69

土 类	孔隙比 e	天然含水量 W (%)	塑 限 W_P (%)	容 重 $\gamma(\times 10^4 \text{N/m}^3)$	内聚力 C ($\times 10^3 \text{Pa}$)		内摩擦角 $\varphi(^{\circ})$	变形模量 E_0 ($\times 10^3 \text{Pa}$)
					标准的	计算的		
砂	粗	0.4~0.5	15~18	2.05	0.02	0	42	450
		0.5~0.6	19~22	1.95	0.01	0	40	400
		0.6~0.7	23~25	1.90	0	0	38	330
	中	0.4~0.5	15~18	2.05	0.03	0	40	450
		0.5~0.6	19~22	1.95	0.02	0	38	400
		0.6~0.7	23~25	1.90	0.01	0	35	330
土	细	0.4~0.5	15~18	2.05	0.06	0	35	370
		0.5~0.6	19~22	1.95	0.04	0	35	280
		0.6~0.7	23~25	1.90	0.02	0	32	240
	粉	0.5~0.6	15~18	2.05	0.08	0.05	36	140
		0.6~0.7	19~22	1.95	0.06	0.03	34	120
		0.7~0.8	23~25	1.90	0.04	0.02	28	100

续表

土 类	孔 隙 比 e	天然含水量 W (%)	塑 限 W_p (%)	容 重 γ ($\times 10^4 \text{N/m}^3$)	内聚力 C ($\times 10^5 \text{Pa}$)		内摩擦角 $\varphi(^{\circ})$	变形模量 E_0 ($\times 10^5 \text{Pa}$)	
					标准的	计算的			
粘 土	亚 粘 土	0.4~0.5	1.5~18		2.10	0.10	0.03	30	150
		0.5~0.6	1.9~22	<9.4	2.00	0.07	0.03	28	140
		0.6~0.7	2.3~25		1.95	0.05	0.02	27	110
		0.4~0.5	1.5~18		2.10	0.12	0.07	25	230
		0.5~0.6	1.9~22	9.5~12.4	2.00	0.08	0.03	24	160
		0.6~0.7	2.3~25		1.95	0.06	0.03	23	130
	粘 土	0.4~0.5	1.5~18		2.10	0.42	0.25	24	450
		0.5~0.6	1.9~22	12.5~15.4	2.00	0.21	0.15	23	210
		0.6~0.7	2.3~25		1.95	0.14	0.10	22	150
		0.7~0.8	2.6~29		1.90	0.07	0.05	21	120
		0.5~0.6	1.9~22		2.00	0.50	0.35	22	390
		0.6~0.7	2.3~25		1.95	0.25	0.15	21	180
	粘 土	0.7~0.8	2.6~29	15.5~18.4	1.90	0.10	0.10	20	150
		0.8~0.9	3.0~34		1.85	0.11	0.03	19	130
		0.9~1.0	3.5~40		1.80	0.08	0.05	18	80
		0.6~0.7	2.3~25		1.95	0.68	0.40	20	330
		0.7~0.8	2.6~29	18.5~22.4	1.90	0.34	0.25	19	190
		0.8~0.9	3.0~34		1.85	0.28	0.20	18	130
	粘 土	0.9~1.0	3.5~40		1.80	0.19	0.10	17	90
		0.7~0.8	2.6~29		1.90	0.82	0.60	18	280
		0.8~0.9	3.0~34	22.5~26.4	1.85	0.41	0.30	17	160
		0.9~1.1	3.5~40		1.75	0.36	0.25	16	110
		0.8~0.9	3.0~34	26.5~30.4	1.85	0.94	0.65	16	240
		0.9~1.1	3.5~40		1.75	0.47	0.35	15	140

注：1. 平均比重取：砂为2.65；轻亚粘土为2.70；亚粘土为2.71；粘土2.74。

2. 粗砂与中砂的 E_0 值适用于不均系数 $C_u = 3$ 时，当 $C_u > 5$ 时应按表中所列值减少 $2/3$ 。 C_u 为中间值时， E_0 值按内插法确定。

3. 对于地基稳定计算，采用内摩擦角 φ 的计算值低于标准值 2° 。

某些软质夹层的抗压强度及软化系数

表 2-1-70

软弱夹层名称	抗压强度(10^5 Pa)			附 注
	干 的	饱 和 的	软化系数	
石 膏	425.6	343.8	0.81	
硬石膏	851.0	695.0	0.82	
粘土岩夹石膏	202.0	130.0	0.64	
石 膏	311	215	0.69	浸水10天
	311	179	0.57	浸水20天
	311	172	0.55	浸水30天
	311	160	0.51	浸水50天
粘土页岩		22.6		天然饱和状态的试验结果
构造角砾岩	450			
构造页岩：硅质的	207	90	0.43	
泥质的	203	82	0.41	
构造粘土岩：板岩状的	143	36	0.24	
粘土状的		遇水崩解		
泥质粉砂岩	500	400	0.80	
粉砂质页岩	450	230	0.51	
粘土质页岩	400	200	0.50	
粉砂岩：垂直层理		397		
平行层理		306		
粘土质粉砂岩	173	105	0.61	
粉砂质粘土岩	76	53	0.76	
粘 土 岩	71	36	0.51	
粉砂质粘土岩	97.9	51	0.52	
粉砂质粘土岩	157.1	51.7	0.33	

注：软质夹层较厚，且易制成试件的才能进行抗压强度等试验。因此现有夹层的力学性质资料有很大的局限性，但各种条件下夹层的抗剪强度，原则上都可以进行试验。

某些软弱夹层的摩擦系数表

表 2-1-71

软弱夹层	摩擦系数 f		备 注
	室 内 的	现 场 的	
泥化夹层	0.21~0.225	0.218	泥化物及各夹泥等；
破碎夹泥层	0.36~0.39	0.35~0.37	破碎夹泥及断层泥等；
一般夹层	0.444~0.467	0.45~0.466	破碎夹层等

1.5.3 工程设计对软质物料试验项目的要求

表 2-1-72 是某矿陡边坡工程岩石力学试验报告中有关软质物料的试验项目。

2-1-72

某矿软弱物料取样位置、定名及试验项目表

物料编号	取样位置或工程孔号	现场定名	物料状态	取样日期	进 行 的 试 验 项 目							直 剪			三轴 CU 击实	压缩止 实饱和			
					颗 粒 分 析	液、塑限	X衍射	自由膨胀率	无荷膨胀	容重	天然含水量	密 度	原状W _p 天然	原状W _p 击实			天然W _p 击实	天然W _p 击实	
WM-1	-245巷道,距A点 44.5m左壁1m处	砂卡岩剪切带	扰动	864.30	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓
WM-2	HZK7 17.73-18.36	强风化花岗岩长英岩(黄色)	钻孔样	"	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓
WM-3	HZK7 80.2-81.0	强风化透辉石化长英岩 胶石化斜长花岗岩	钻孔样	"	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓
WM-4	HZK9 25.6-27.2	强风化花岗岩长英岩(黄白色)	扰动	6.27	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓
WM-5	HZK13 6-7	"	钻孔样含泥	7.23	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓
WM-6	-245巷道,距P ₃ 点 21米右壁0.5m	"	扰动	7.25	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓
WM-7	-245巷道距P ₄ 点西 1.8m	"	扰动	8.1	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓
WM-8	-245巷道距P ₄ 点东 56.9m	"	扰动	9.20	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓
WM-9	-245巷道距P ₄ 点东 70.9m	"	扰动	"	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓
WM-10	-185巷道,距WM -1点东3.0m	砂卡岩剪切带	扰动	"	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓	✓

汇总表号 表 2 表 3 报告表 4 报告表 6 附件

1.6 岩体的力学性质

本章所论述的岩体是指在一定工程范围内的自然地质体。它经历了漫长的自然历史过程,经受了各种地质作用,并在地应力的长期作用下,在其内部保留了各种永久变形的形象和各式各样的地质构造形迹,如褶皱、断层、节理、微裂隙等等,所以把岩体称之为多裂隙岩体。1974年,L.Muller和L.Brolli即归纳了岩体力学在地质要素方面的几项基本规律:

- (1) 确认岩体的力学性质是结构体力学而不是岩块的材料力学性质;
- (2) 岩体的强度是不同结合程度的多块体的残余强度;
- (3) 岩体的变形特性更多的是取决于组成岩体的单个岩块的位移量,而不是取决于每个岩块本身的变形;
- (4) 岩体的强度及变形取决于岩体的结构特征;
- (5) 岩体中结构面形态上的各向异性控制着岩体的各向异性。

在研究岩体力学性质时需要仔细考虑原岩应力的影响以及水的影响。水对改变岩体中的物理状态和力学性质可能成为决定性因素。

1.6.1 岩体结构面的特征及分类

岩体受结构面纵横切割,使岩体形成不同的结构。岩体中的结构面控制着岩体的变形、破坏机制及力学法则。结构面的特性与其成因及其形成过程有密切关系,必须研究结构面的地质成因,自然特性,掌握结构面的地质特点,指导岩体力学的研究试验工作,这是岩体力学特性研究的基础。

1.6.1.1 按成因分类

1. 原生结构面

主要指在岩体形成过程中产生的结构面,如岩浆岩体冷却收缩时形成的原生节理面、流动构造面与早期岩体接触的各种接触面;沉积岩体内的层理面,不整合面;变质岩体内的片理、片麻理构造面等。

除岩浆岩中的原生节理外,原生结构面一般多为非开裂式的,即结构面内存有大小不等的粘结力。

2. 次生结构面

指在外营力作用下产生的风化裂隙面。多为张裂隙,结构面不平坦,产状不规则,不连续,延展性不大,一般发育不深。

3. 构造结构面

它是在岩体形成后,地壳运动的过程中,在岩体内产生的各种破裂面,如断层面、错动面、节理面及劈理面等。

构造结构面是岩体内结构面的主要成分,它们彼此有一定的内在联系,故在野外工作中,要根据构造形迹,鉴别出它的力学成因类型,形成期序和体系,做出分期配套,这对掌握各组结构面在岩体内的空间分布及组合规律具有指导意义。

1.6.1.2 按力学性质分类

(1) 张性结构面: 多粗糙, 结构面的咬合力大, 摩擦系数高。

(2) 剪性结构面: 多平坦光滑, 结构面的咬合力小, 摩擦系数小。

(3) 压性结构面: 常有较宽的破碎带及破碎影响带, 结构面不完整, 宽度很大, 具散体结构特征。

(4) 硬性结构面: 未夹有充填物的。

(5) 软弱结构面: 夹有软弱物料充填物的。

1.6.1.3 按规模分类

岩体中的结构面, 按其发育的规模及其力学效应, 可划分为表 2-1-73 所示的 V 级 II 类, 其中 I、II 级属软弱结构面, III、IV 及 V 级属硬性结构面。

上面划分的五级结构面在力学效应上是相差很大的。其中 I、II 级结构面属软弱结构面, 是因为它的强度要比一般的节理面和岩体低的多, 常低至 1~2 个数量级。以抗剪强度

结构面的分级及其特征表

表 2-1-73

级序	分 级 依 据	力 学 效 应	力 学 属 性	地质构造特征
I 级	结构面延展长, 几公里至几十公里以上, 贯通岩体, 破碎带宽达数米至数十米	(1) 形成岩体力学作用边界 (2) 岩体变形和破坏的控制条件; (3) 构成独立的力学介质单元	(1) 属软弱结构面; (2) 构成独立的力学模型—软弱夹层	较大的断层
II 级	延展的规模与研究的岩体相近, 破碎带比较窄, 数米至数十米	(1) 形成块裂体边界; (2) 控制岩体变形和破坏方式; (3) 构成次级应力场的边界	属于软弱结构面	小断层, 层间错动面
III 级	延展长度短, 从十几米至几十米, 无破碎带, 结构面内不夹泥, 有的具泥膜	(1) 参与块裂岩体切割; (2) 划分 II 级岩体结构类型的依据; (3) 构成次级应力场的边界	多数属硬性结构面, 少数的属于软弱结构面	夹泥的小断层, 开裂的结构面
IV 级	延展短, 未错动, 不夹泥, 有的呈弱结合状态	(1) 划分 II 级岩体结构类型的基本依据; (2) 是岩体力学性质, 结构效应的基础; (3) 有的为次级应力场的边界	硬性结构面	节理、裂隙、层面、次生裂隙
V 级	结构面小, 且连续性差	(1) 岩体内形成应力集中; (2) 岩体力学性质结构效应基础	硬性结构面	不连续的小节理、隐节理、层面、片理面

来说, 岩块的内摩擦角常为 $40^{\circ}\sim 50^{\circ}$, 粘结力 c 常为几个至几十个MPa, 节理面的摩擦角常为 $30^{\circ}\sim 35^{\circ}$, 而软弱结构面的内摩擦角仅为 $10^{\circ}\sim 20^{\circ}$ 。在外力作用下, 它最易形成滑动面, 成为岩体变形和破坏的控制面。Ⅱ、Ⅳ级结构面主要为干净的结构面, 其抗剪强度远较软弱结构面高, 故属于硬性结构面。

结构面内软弱物质常见的成分为泥质、碎屑质和角砾三种, 其中泥质的矿物成分及含水量影响很大, 如在低湿度压密状态下的断层泥, 粘结力 c 值可达 $0.05\sim 0.1\text{MPa}$, 摩擦角 ϕ 值可达 $17^{\circ}\sim 20^{\circ}$ 。而浸水后, c 值一般低至 $0.005\sim 0.02\text{MPa}$, ϕ 角随所含矿物成分变化也很大, 如蚀变含水矿物可低至 $3\sim 5^{\circ}$, 以蒙脱石为主的粘土其 ϕ 值可以低到接近于零。碎屑及角砾物质的强度与其内含的粘土质数量关系很大, 含泥质愈多, 强度愈低。

1.6.2 岩体结构分类

岩体被不同结构面切割成不同形状的大小岩块, 不同类型的结构面和岩块在岩体内的排列组合形式不同, 其力学作用机理和力学性质差异很大。据此将岩体划分为不同类型的岩体结构及其力学特征, 如表 2-1-74, 表 2-1-75。

岩体结构分类及其工程地质特征表

表 2-1-74

岩体结构类型	岩体地质类型	主要结构体形式	结构面发育情况	工程地质评价
块状结构	厚层沉积岩 火成侵入岩 火山岩变质岩	块状柱状	节理为主	岩体在整体上强度较高, 变形特征上接近于均质弹性各向同性体。作为坝基及地下工程洞体具有良好的工程地质条件, 在坝肩及边坡条件也属良好, 但要注意不利于岩体稳定的平缓节理
块状结构	火成侵入岩 非沉积变质岩	菱形锥形	节理比较发育 有小断层错动带	岩体在整体上强度仍高, 但不连续性较为显著。在坝基除局部处理后仍不失为良好地基, 在边坡过陡时易崩塌形式出现, 不易构成巨大滑坡体在地下工程若跨度不大, 塌方事故很少
碎裂结构	构造破坏强烈岩体	碎块状	节理, 断层及 断层破碎带交叉, 劈理发育	岩体完整性破坏较大, 强度受断层及软弱结构面控制, 并易受地下水作用影响, 岩体稳定性较差。在坝基要求对规模较大的断层进行处理, 一般可做固结灌浆, 在边坡有时出现较大的塌方, 在地下矿坑开采中易产生塌方、冒顶、要求支护紧跟, 对永久性地下工程要求衬砌
层状结构	薄层沉积岩 沉积变质岩	板状楔形	层理, 片理节理比较发育	岩体呈层状, 接近均一的各向异性介质。作为坝基, 坝肩, 边坡及地下洞体的岩体稳定与岩层产状关系密切, 一般陡立的较为稳定, 而平缓的较差, 倾向不同, 也有很大差异, 要结合工程, 具体考虑, 但这类岩体在坝肩, 坝基边坡破坏事故出现很多
层状碎裂结构	较强烈褶皱及破碎的层状岩体	碎块状楔形	层理, 片理、节理、断层、层间错动面发育	岩体完整性破坏较大, 整体强度降低软弱结构面发育, 易受地下水不良作用稳定性很差。不宜选作高混凝土坝, 坝基、坝肩, 或要求处理, 边坡设计角较低, 地下工程施工中常遇塌方, 永久性工程要求加厚衬砌
散体结构	断层破碎带 风化破碎带	鳞片状碎屑状颗粒状	断层破碎带, 风化带及次生结构面	岩体强度遭到极大破坏, 接近松散介质, 稳定性最差。在坝基及人工边坡上要作消基处理, 在地下工程进出口处也应进行适当处理

表 2-1-75

岩体结构类型及其力学特征

结构类型	大类	亚类	地质条件	主要结构面特征				结构体特征		水文地质特征
				地质特征	倾向	组数	间距 (cm)	形状与大小	抗压强度 (10^5Pa)	
整体块状结构	I	I ₁ 整体结构	构造变动轻微的巨厚层与大型岩体, 岩性均一	主要是节理延展性差, 紧闭, 粗糙, 面间连接力强	≥ 0.6	< 2	> 100	巨大块状	> 600	含水很少
		I ₂ 块状结构	构造变动中等以下的厚层与大型岩体, 岩性均一	主要是节理, 多闭合, 少量充填或带薄层, 面间有一定连接力	$0.4 \sim 0.6$	3	100~50	较大块状, 柱状与菱形体	> 300	沿裂隙有水
层状结构	II	II ₁ 层状结构	构造变动中等以下的中厚层岩体, 单层厚 $> 30 \text{cm}$, 岩性单一或互层	层, 片, 面为主, 带层间错动面, 延展远, 面间结合力较低	$0.3 \sim 0.5$	2~3	50~30	较大的厚板状块状, 柱状体	> 300	多层水文地质结构, 水动力条件复杂
		II ₂ 板状结构	构造变动稍强烈的中厚层岩体, 单层厚 $< 30 \text{cm}$	层片理发育, 具层间错动与小断层, 多充填泥质, 结合力差	0.3	2~3	< 30	较大的薄板状	300~200	多层水文地质结构, 水动力条件复杂
碎裂结构	III	III ₁ 碎裂结构	压碎岩带	节理裂隙发育, 但延展性差, 面粗糙, 闭合或充填少, 彼此穿墙切割	$0.4 \sim 0.6$	> 3	数cm~数+cm	大小不一, 形状多样, 多具棱角	> 600	为单一含水层, 在透水性上与富水性不强
		III ₂ 层状碎裂结构	软硬相间, 完整性较好的与破碎带相间等, 前者为骨架, 后者为松软带	主要结构面大致平行, 骨架内具裂隙	$0.2 \sim 0.4$	> 3	< 100	骨架中成板状, 松软带中成碎块状粉与泥状	300	层状水文地质结构, 骨架松软带为隔水体, 骨架为含水层
		III ₃ 碎裂结构	构造变动强烈, 岩性复杂, 具有明显风化	小断层与节理裂隙发育, 多充填泥质, 面较平整, 彼此切割得支离破碎	$0.2 \sim 0.4$	$> 4 \sim 5$	< 50	呈碎块状, 形状多样	$< 200 \sim 300$	为单一含水层, 地下水作用用裂隙
散体结构	IV		构造变动最强烈的破碎带, 岩体侵入破碎带, 剧烈风化带	节理裂隙很多, 分布杂乱无章, 岩体呈松散土体状		无数	很小	碎块, 细粉与泥状	接近上体	起隔水作用, 其两侧高水

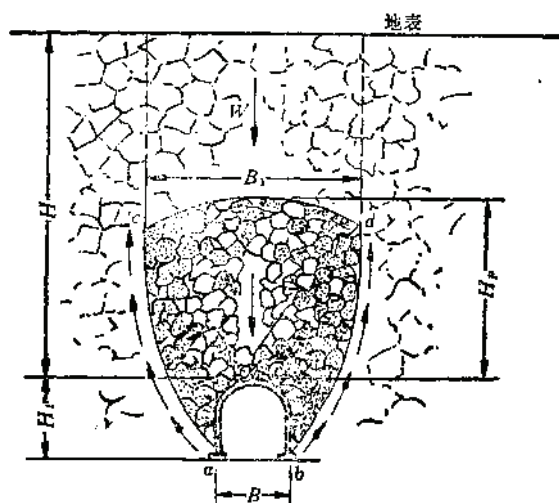


图 2-1-80 表示松石向隧道内移动及围岩上载荷传递方式的示意图

1.6.3 岩体分类

岩体按工程地质条件及其稳定性进行分类,其目的就是把经验系统归纳使其定量化,以便于推广应用,提高设计的可信程度。

国内外关于岩体的分类有多种多样,影响比较大,在矿山工程中便于应用的几种如下:

1.6.3.1 Terzaghi的岩体荷载分类

1964年 Terzaghi 提出了一个简单的围岩分类系统,是按巷道支架上的荷载值(如图 2-1-80),对不同的岩体进行分类。他认为对岩体种类的了解和对岩体中缺陷的

了解,后者可能更重要,所以他强调地质测绘工作。其分类见表 2-1-76。

Terzaghi岩体荷载分类表(适于采用拱形金属支架的隧道)隧道顶板

表 2-1-76

岩石条件的折算高度 H_p	隧道跨度 B	高度 H_1	埋深大于 $1.5(B+H_1)$ ①
岩石条件	岩石荷载折算高度 H_p ($\times 0.3m$)	备 注	
1.坚硬完整岩石	0	若出现剥落或爆裂,只需轻微支护	
2.坚硬的层状或片状岩石②	$0 \sim 0.5B$	轻型支护,主要是防止剥落	
3.节理中等发育的块状岩石	$0 \sim 0.25B$	荷载可能不规则地逐点变化	
4.中等破裂的块状岩石	$0.25B \sim 0.35(B+H_1)$	无侧压	
5.很破裂的块状岩石	$(0.35 \sim 1.10)(B+H_1)$	侧压很小或无侧压	
6.完全破碎的,但化学上完好的岩石	$1.10(B+H_1)$	侧压较大,由于隧道底板渗水的软化作用,需要连续的底部支护,或采用环形支架	
7.挤压性岩石(中等深度)	$(1.10 \sim 2.10)(B+H_1)$	侧压很大,要求仰拱支架。推荐使用环形支架	
8.挤压性岩石(深部)	$(2.10 \sim 4.50)(B+H_1)$		
9.膨胀性岩石	最大为75m,与 $(B+H_1)$ 值的大小无关	要求用环形支架。在压力极大时,采用可塑性支架	

①此处假定隧道顶板处于地下水位以下。若顶板长期处于地下水位以上,则表中第4~6项的 H_p 值可降低50%。

②有些最常见的岩层含有页岩夹层。未风化时,实际的页岩并不比其他层状岩石的质量差。但是,页岩一向经常用以指坚固致密的粘土沉积物,而这种粘土层尚未具备岩石的性质。在隧道中,这种所谓“页岩”的岩石在性质上类似于挤压性岩石,或者甚至膨胀性岩石。

如果岩层系由一系列水平的砂岩或石灰岩岩层和石化不良的页岩层所组成,那么,在隧道施工中会经常出现两岩层互相压缩、顶板下沉等现象。再者,在所谓的“页岩”与其他岩石的界面上,抗滑力相当低;这就大大降低了顶板之上的岩石对其上覆岩石的承载能力。于是,在这类岩层中,顶板压力可能像块状和破裂的岩石中的压力一样大。

1.6.3.2 Stini和Lauffer分类

Stini强调岩体中构造缺陷的影响和应力的重要性,在隧洞掘进时要避免与陡倾角的不连续面平行。

Terzaghi、Stini和Lauffer都注意到了隧道的稳定与进行支护时间的关系,在开挖后能维持的不支护的稳定时间和工作面与支护之间能保持的最大距离,即图2-1-81中的有效跨度 S 。Lauffer认为,在一给定的有效跨度下,稳定时间与岩体特性有关,如图2-1-82所示。

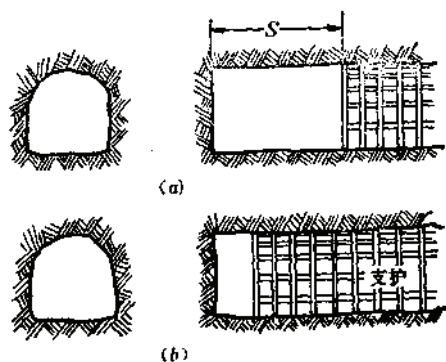


图2-1-81 Lauffer 关于有效跨度 S 的定义
(a)滞后于工作面的支护,
(b)紧靠工作面的支护

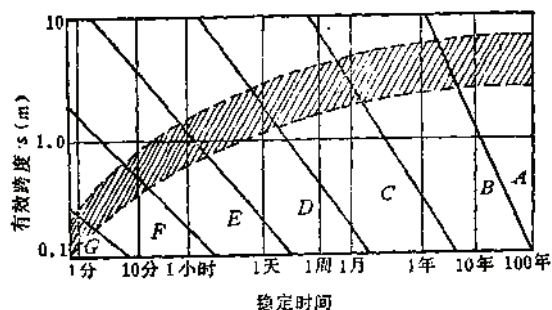


图2-1-82 对于不同类别的岩体,有效跨度与稳定时间的关系A代表很好的岩石,G代表很差的岩石
(按Lauffer分类)

1.6.3.3 Deere的岩体质量指标(PQD)

1964年Deere推荐了一种在金刚石钻进时统计岩体质量指标(Rock Quality Designation)进行岩体分类的方法。RQD值的定义是:采用NX●钻头钻进,每一回次进尺中,长度大于100mm的完整岩心段所占的百分比。统计时沿岩心中心量测,明显在钻进中产生的裂隙不计,岩心直径小于NX者,连续完整岩心段长度应大于岩心直径的2倍。

Deere的按RQD值的岩体分类见表2-1-77。

按RQD值的岩体分类表

表2-1-77

RQD(%)	岩体质量分级	裂隙发育情况
90~100	极好的	巨大块状
75~90	好的	轻微裂隙状
50~75	中等的	中等裂隙状
25~50	差的	强烈裂隙状
<25	极差的	剪切破碎

●NX—钻头规格,符合加拿大金刚石钻探协会标准(C、D、D、A)、美国金刚石岩心钻机制造者协会标准(D、C、D、M、A)、英国标准协会标准(B、S、I)。岩心管规格: NX, NWT, 双套管, 约重0.71kg, 钻头直径: 外径75.31mm, 内径54.74mm, 公差0.13mm。

这种方法比岩心采取率能更好地反映岩石的完整情况,并且在进行岩心编录时能顺便迅速而且方便地完成,因此很快就得到了推广应用。

从RQD值我们可以得到一个以数字表示的岩体性质的定量指标。

图2-1-83表示修改后的Terzaghi岩体荷载指标与RQD值的近似关系。其中的相关曲线只适用于钢结构支护的隧洞,它不适用于锚杆支护的硐室。

图2-1-84是Merritt为了推广RQD值的应用范围,直接用RQD值去估算隧洞是否需要支护和需要什么类型的支护。Merritt认为:按图2-1-85确定支护时,在有粘土充填的节理裂隙或风化岩中不能使用,因这类岩石强度虽低,但RQD值可能偏高。还有节理的方位与工程的关系它也反映不出来。

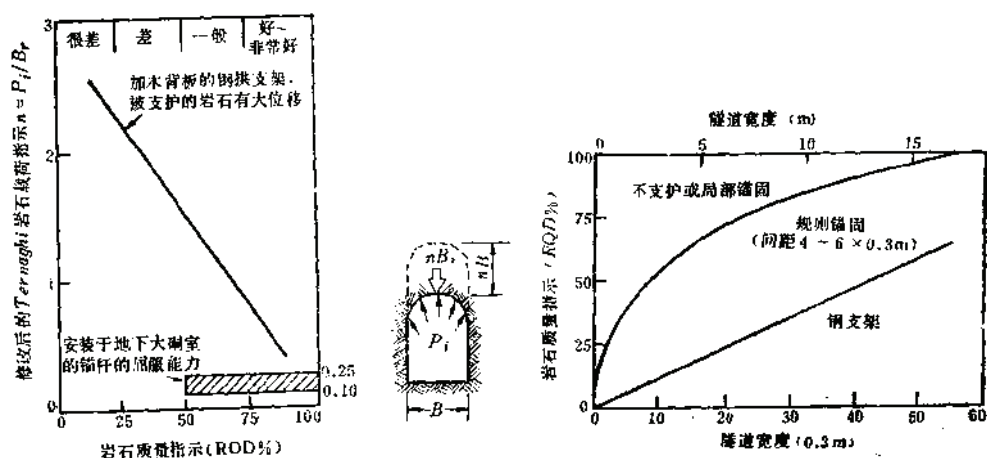


图2-1-83 修改后的Terzaghi岩体荷载指标与RQD的近似关系

图2-1-84 选择隧道支护系统时RQD的应用

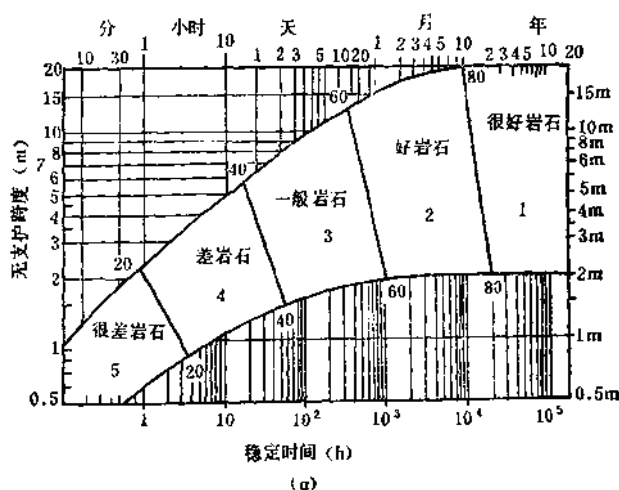


图2-1-85 地下开挖体未支护跨度的稳定时间与Bieniawski的CSIR岩土力学分类之间的关系

1.6.3.4 节理岩体的CSIR分类

南非CSIR^①的Bieniawski认为,用一个简单的参数来表示复杂的岩体特征是不够的,他提出按下列五个方面进行评分:

(1)完整岩块的强度: Bieniawski采用Deere的完整岩块单轴抗压强度分类(见表2-1-78,对于强度很低的岩石,点荷载指数可以作为原始物料强度值。

(2)岩体质量指标RQD。

(3)节理间距: 此处节理一词包括所有的结构面,可以是节理、断层、层理和其它弱面。见表2-1-79。

(4)节理状态: 这个参数考虑了节理的开度、连续性、表面粗糙度、充填物情况等因素。

Deere和Miller关于完整岩石强度的分类表

表 2-1-78

强度分类	单轴抗压强度			岩石种类举例
	(lb/in ²)	(kg/cm ²)	(MPa)	
强度很低	150~3500	10~250	1~25	白垩、岩盐
强度低	3500~7500	250~500	25~50	煤、粉砂岩、片岩
强度中等	7500~15000	500~1000	50~100	砂岩、板岩、页岩
强度高	15000~30000	1000~2000	100~200	大理岩、花岗岩、片麻岩
强度很高	>30000	>2000	>200	石英岩、粗玄岩、辉长岩、玄武岩

Deere关于节理间距的分类表

表 2-1-79

间距分类	节理间距	岩体分级
很稀疏	>3m	实体岩体
稀疏	1~3m	大块状岩体
中等密集	0.3~1m	块状裂隙岩体
密集	50~300mm	破裂岩体
很密集	<50mm	破碎或粉碎状岩体

(5)地下水状况: 考虑地下水流对开挖稳定性的影响, 见表2-1-80A部分。

总评分值得出后再按表2-1-80的B部分进行节理方向修正评分值。按照所得的总分参照图2-1-84即可得到岩体的类别、无支护的距离和可以稳定的时间。

应用CSIR岩体工程分类的实例如下:

在花岗岩体中掘进一巷道, 岩体分类是按下列步骤进行的:

分类参数	数值或说明	评分值
(1)完整岩石强度	150MPa	12
(2)RQD值	70%	13
(3)节理间距	0.5	20

①CSIR是南非科学和工业研究委员会。

节理岩体的 CSIR 分类表

A、分类参数及其评分值

表 2-1-80

分 类 参 数			数 值 范 围						
1	完整岩 石强度	点加载强度指标	>8	4~8	2~4	1~2	对强度较低的岩 体宜用单轴抗压强 度试验		
		(MPa)	单轴抗压强度	>200	100~200	50~100	25~50	10~25	3~10
	评 分 值		15	12	7	4	2	1	0
2	岩心质量指标RQD(%)		90~100	75~90	50~75	25~50	<25		
	评 分 值		20	17	13	8	3		
3	节理间距(m)		>3	1~3	0.3~1	0.05~0.3	<0.05		
	评 分 值		30	25	20	10	5		
4	节理条件		节理面很粗 糙,节理不连 续,节理宽度为 零,节理面岩石 坚硬	节理面稍粗 糙,宽度 $<1\text{mm}$ 节理面岩石坚硬	节理面稍粗 糙,宽度 $<1\text{mm}$ 节理面岩石软弱	节理面光滑或 含厚度 $<5\text{mm}$ 的软弱夹层,节 理开口宽度1~5 mm,节理连续	含厚度 $>5\text{mm}$ 的 软弱夹层,开口宽度 $>5\text{mm}$,节理连续		
	评 分 值		25	20	12	6	0		
5	地下水	每10m长的隧 道涌水量 (l/min)	0	<25	25~125	>125			
		或	或	或	或				
		节理水压力比 最大主应力	0	0.0~0.2	0.2~0.5	>0.5			
		或	或	或	或				
	总条件		完全干燥	只有湿气 (有裂隙水)	中等水压	水的问题严重			
评 分 值		10	7	4	0				

B、按节理方向修正评分值

节理走向和倾向		非常有利	有 利	一 般	不 利	非常不利
评 分 值	隧 道	0	-2	-5	-10	-12
	地 基	0	-2	-7	-15	-25
	边 坡	0	-5	-25	-50	-60

C、按总评分值确定的岩体级别

评 分 值	100~81	80~61	60~41	40~21	<20
分 类 级	I	II	III	IV	V
质量描述	非常好的岩体	好岩体	一般岩体	差岩体	非常差岩体

NGI隧道质量指标中每种参数的详细分类表

表 2-1-82

项目及其详细分类	数 值	备 注
1. 岩石质量指标	RQD	
	(%)	1. 在实测或报告中, 若 $RQD \leq 10$ (包括 0) 时, 则 Q 名义上取 10
A. 很差	0~25	2. RQD 隔 5 选取就足够精确, 例如取 100、95、90……等
B. 差	25~50	
C. 一般	50~75	
D. 好	75~90	
E. 很好	90~100	
2. 节理组数	J_n	
A. 整体性岩体, 含少量节理或不含节理	0.5~1.0	1. 对于巷道交叉口, 取 $(3.0 \times J_n)$
B. 一组节理	2	2. 对于巷道入口处, 取 $(2.0 \times J_n)$
C. 一组节理再加些紊乱的节理	3	
D. 两组节理	4	
E. 两组节理再加些紊乱的节理	6	
F. 三组节理	9	
G. 三组节理再加些紊乱的节理	12	
H. 四组或四组以上的节理, 随机分布特别发育的节理, 岩体被分成“方糖”块, 等等	15	
I. 粉碎状岩石, 泥状物	20	
3. 节理粗糙度	J_r	
a. 节理壁完全接触		
b. 节理面在剪切错动 10cm 以前是接触的		
A. 不连续的节理	4	1. 若有关的节理组平均间距大于 3 米, J_r 按左行数值再加 1.0.
B. 粗糙或不规则的波状节理	3	2. 对于具有线理且带擦痕的平面状节理, 若线理指向最小强度方向, 则可取 $J_r = 0.5$.
C. 光滑的波状节理	2	
D. 带擦痕面的波状节理	1.5	
E. 粗糙或不规则的平面状节理	1.5	
F. 光滑的平面状节理	1.0	
G. 带擦痕面的平面状节理	0.5	
c. 剪切错动时岩壁不接触		
H. 节理中含有足够厚的粘土矿物, 足以阻止节理壁接触	1.0	
I. 节理含砂、砾石或岩粉夹层, 其厚度足以阻止节理壁接触	1.0	
4. 节理蚀变影响因素	J_a	ϕ_r (近似值)
a. 节理完全闭合		
A. 节理壁紧密接触, 坚硬、无软化、充填物不透水	0.75	—
B. 节理壁无蚀变, 表面只有污染物	1.0	(25°~35°)
C. 节理壁轻度蚀变, 不含软矿物覆盖层、砂粒和无粘土的解体岩石等	2.0	(25°~35°)
D. 含有粉砂质或砂质粘土覆盖层和少量粘土细粒 (非软化的)	3.0	(20°~25°)

续表

项目及其详细分类	数 值	备 注
	J_a	ϕ_r
E. 含有软化或摩擦力低的粘土矿物覆盖层, 如高岭土和云母。它可以是绿泥石、滑石和石墨等, 以及少量的膨胀性粘土(不连续的覆盖层, 厚度 $\leq 1\sim 2\text{mm}$)。	4.0	($8^\circ\sim 16^\circ$)
b. 节理壁在剪切错动10cm前是接触的。		
F. 含砂粒和无粘土的解体岩石等	4.0	($25^\circ\sim 30^\circ$)
G. 含有高度超固结的, 非软化的粘土质矿物充填物(连续的厚度小于5mm)	6.0	($16^\circ\sim 24^\circ$)
H. 含有中等(或轻度)固结的软化的粘土矿物充填物(连续的厚度小于5mm)	8.0	($12^\circ\sim 16^\circ$)
J. 含膨胀性粘土充填物, 如蒙脱石(连续的, 厚度小于5mm), J_a 值取决于膨胀性粘土颗粒所占的百分数以及含水量		
c. 剪切错动时节理壁不接触		
K. 含有解体岩石或岩粉以及粘土的夹层(见6.0—关于粘土条件的第G、H和J款)		
L. 同上	8.0	—
M. 同上	8.0~12.0	($6^\circ\sim 24^\circ$)
N. 由粉砂质和砂质粘土和少量粘土微粒(非软化的)构成的夹层	5.0	—
Q. 含有厚而连续的粘土夹层(见关于粘土条件的第G、H和J款)	10.0~13.0	
P. 同上		($6^\circ\sim 24^\circ$)
R. 同上	13.0~20.0	
5. 节理水折减系数	J_w	水压力的近似值 (10^5Pa)
A. 隧道干燥或只有极少量的渗水, 即局部地区渗流量小于5l/min	1.0	<1.0
B. 中等流量或中等压力, 偶尔发生节理充填物被冲刷现象	0.66	1.0~2.5
C. 节理无充填物, 岩石坚固, 流量大或水压高	0.5	2.5~10.0
D. 流量大或水压高, 大量充填物均被冲出	0.33	2.5~10.0
E. 爆破时, 流量特大或压力特高, 但随时间增长而减弱。	0.2~0.1	>10
F. 持续不衰减的特大流量, 或特高水压	0.1~0.05	>10
6. 应力折减因素		
a. 粘弱区穿切开挖体, 当隧道掘进时开挖体可能引起岩体松动	SRF	1. 如果有关的剪切带仅影响到开挖体, 而不与之交叉, 则SRF值减少25~50%。
A. 含粘土或化学分解的岩石的软弱区多处出现, 围岩十分松散(深浅不限)	10.0	
B. 含粘土或化学分解的岩石的单一软弱区(开挖深度 $<50\text{m}$)	5.0	
C. 含粘土或化学分解的岩石的单一软	2.5	

续表

项目及其详细分类	数 值	备 注
弱区 (隧道深度 > 50m)		
D. 岩石坚固不含粘土但多处出现剪切带, 7.5		
围岩松散 (深度不限)		
E. 不含粘土的坚固岩石中的单一剪切带 5.0		
(开挖深度 < 50m)		
F. 不含粘土的坚固岩石中单一剪切带 2.5		
开挖深度 > 50m)		
G. 含松软的张开节理, 节理很发育或像 '方糖' 块 (深度不限) (5.0)		2. 对于各向应力差别甚大的原岩应力场 (若已测出的话): 当 $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$ 时, σ_c 减为 $0.8\sigma_c$, σ_t 减为 $0.8\sigma_t$; 当 $\sigma_1 / \sigma_3 > 10$ 时, σ_c 减为 $0.6\sigma_c$, σ_t 减为 $0.6\sigma_t$; 这里, σ_c 表示单轴抗压强度, 而 σ_t 表示抗拉强度 (点载试验) σ_1 和 σ_3 分别为最大和最小主应力
b. 坚固岩石, 岩石应力问题	σ_c / σ_1 σ_1 / σ_3 SRF	
H. 低应力, 接近地表	> 200 > 13 2.5	
I. 中等应力	200 ~ 10 13 ~ 0.66 1.0	
K. 高应力, 岩体结构非常紧密 (一般有利于稳定性, 但对洞帮稳定性可能不利)	10 ~ 5 0.66 ~ 0.33 0.5 ~ 2	
L. 轻微岩爆 (整体岩石)	5 ~ 2.5 0.33 ~ 0.16 5 ~ 10	
M. 严重岩爆 (整体岩石)	< 2.5 < 0.16 10 ~ 20	
c. 挤压性岩石, 在很高的应力影响下不坚固岩石的塑性流动	SRF	3. 可以找到几个下地深度小于跨度的实例记录。对于这种情况, 建议将 SRF 从 2.5 增至 5 (见 H 款)
N. 挤压性微弱的岩石压力	5 ~ 10	
O. 挤压性很大的岩石压力	10 ~ 20	
d. 膨胀性岩石, 化学膨胀活性取决于水的存在与否		
P. 膨胀性微弱的岩石压力	5 ~ 10	
R. 膨胀性很大的岩石压力	10 ~ 20	

使用本表的补充说明

在估算岩体质量 (Q) 的过程中, 除遵照表内备注栏的说明以外, 尚须遵守下列规则:

1. 如果无法得到钻孔岩心, 则 RQD 值可由单位体积的节理数来估算, 在单位体积中, 对每组节理按每米长度计算其节理数, 然后相加。对于不含粘土的岩体, 可用简单的关系式将节理数换算成 RQD 值, 如下:

$$RQD = 115 - 3.3J_v \quad (\text{近似值})$$

式中, J_v 表示每 m^3 的节理总数。

当 $J_v < 4.5$, 取 $RQD = 100$

2. 代表节理组数的参数 J_n 常常受叶理、片理、板岩劈理或层理等的影响。如果这类平行的 '节理' 很发育、显然可视之为一个节理组, 但如果明显可见的 '节理' 很稀疏, 或者岩芯中由于这些 "节理" 偶尔出现个别断裂, 则在计算 J_n 值时, 视它们为 "紊乱的节理" (或 "随机节理") 似乎更为合适。
3. 代表抗剪强度的参数 J_r 和 J_a 应与给定区域中最软弱的主要节理组或粘土充填的不连续面联系起来。但是, 如果这些 J_r/J_a 值最小的节理组或不连续面的方位对稳定性是有利的, 这时, 方位比较不利的第二组节理或不连续面有时可能更为重要, 在这种情况下, 计算 Q 值时要用后者的较大的 (J_r/J_a) 值。事实上, (J_r/J_a) 值应当与最可能首先破坏的岩面有关。
4. 当岩体含粘土时, 必须计算出适用于松散载荷的因数 SRF。在这种情况下, 完整岩石的强度并不重要。但是, 如果节理很少, 又完全不含粘土, 则完整岩石的强度可能变成最弱的环节, 这时稳定性完全取决于 (岩体应力/岩体强度) 之比。各向应力差别极大的应力场对于稳定性是不利的因素, 这种应力场已在表中第 2 点关于应力折减因数的备注栏中作了粗略考虑。
5. 如果现实的或将来的现场条件均使岩体处于水饱和状态, 则完整岩石的抗压和抗拉强度 (σ_c 和 σ_t) 应在水饱和状态下进行测定。若岩体受潮或在水饱和后即行变坏, 则估计这类岩体的强度时应当更加保守一些。

以所谓的开挖支护比ESR而得的, 即:

$$De = \frac{\text{开挖体的跨度、直径或高度 (M)}}{\text{开挖体的支护比 (ESR)}}$$

开挖体支护比与开挖体的用途和它所允许的不稳定程度有关。对于 ESR, Barton 建议采用下列 A, B, C, D, E 五类, 如表 2-1-83。

隧道质量指标 Q 与开挖体不支护而能保持稳定的当量尺寸 De 之间的关系如图 2-1-86。

ESR 值表

表 2-1-83

开挖工程类别	ESR
A. 临时性矿山巷道	3~5
B. 永久性矿山巷道, 水电站引水涵洞 (不包括高水头涵洞)、大型开挖体的导洞、平巷和风巷	1.6
C. 地下储藏室, 地下污水处理工厂、次要公路及铁路隧道, 调压室、隧道联络道	1.3
D. 地下电站、主要公路及铁路隧道、人防设施、隧道入口及交叉点	1.0
E. 地下核电站、地铁车站、地下运动场和公共设施、以及地下厂房	0.8

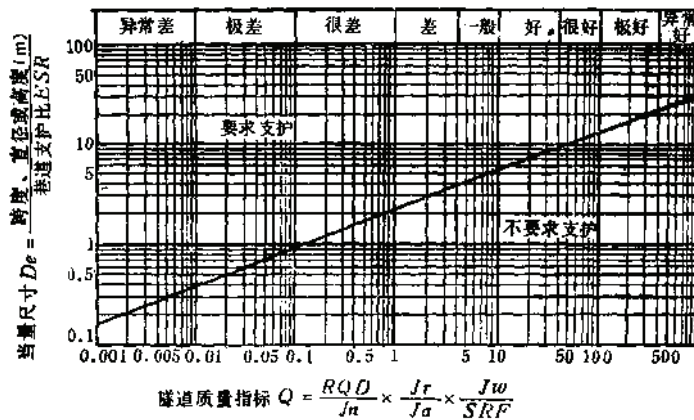


图 2-1-86 不支护的地下开挖体最大当量尺寸 De 与 NGI 隧道质量指标 Q 之间的关系

NGI 隧道质量指标的应用实例

兹研究一地下破碎机站, 该站建于某铅锌矿体底盘的石灰岩中, 现求其最大不支护跨度。按下列步骤进行分析:

分类项目	基本情况	数值
(1) 岩石质量	好	$RQD = 80\%$
(2) 节理组数	两组	$J_n = 4$
(3) 节理粗糙度	粗糙	$J_r = 3$
(4) 节理蚀情况	粘土质充填物	$J_a = 4$
(5) 节理水	流量大	$J_w = 0.33$
(6) 应力折减	中等	$SRF = 1.0$

铁路隧道围岩分类表

表 2-1-84

类别	围岩主要工程地质条件		围岩开挖后的 稳 定 状 态	单线隧道衬砌类型 及主要构造尺寸	支撑类型及间距
	主要工程地质特征	结构完整状态			
IV	硬岩($R_b > 600 \times 10^5 \text{ Pa}$); 受地质构造影响轻微, 节理不发育或稍发育, 无软弱面(或夹层); 层状岩层为厚层, 层间结合良好	被切割呈巨块状整体结构	围岩稳定, 无坍塌, 可能产生岩爆	1. 不衬砌, 不防护; 2. 喷水泥砂浆防护; 3. 喷混凝土衬砌	一般不需支护
V	硬岩($R_b > 300 \times 10^5 \text{ Pa}$, 下同); 受地质构造影响较重, 节理较发育, 有少量软弱面(或夹层)和贯通张开裂隙, 但其产状及组合关系不致产生滑动和偏压; 层状岩层为中层或厚层, 层间结合一般, 很少有分离现象; 或为硬岩偶夹软岩	被切割呈大块状砌体结构	长时间会出现局部小坍塌, 侧壁稳定。层间结合差的平缓岩层顶板易剥落	1. 喷射混凝土衬砌或锚杆喷射混凝土衬砌; 2. 拱顶厚20~30cm的半衬砌, 直墙式或花边墙衬砌	部分支撑或锚杆支护
VI	硬岩: 受地质构造影响严重, 节理发育, 有层状软弱面(或夹层), 但其产状及组合关系尚不致产生滑动; 层状岩层为薄层或中层, 层间结合差, 多有分离现象; 或为硬岩偶夹软岩互层软岩($R_b = 50 \sim 300 \times 10^5 \text{ Pa}$, 下同); 受地质构造影响较重, 节理较发育; 层状岩层为薄层, 中层或厚层, 层间相结合一般	被切割呈块(石)碎(石)状镶嵌结构 被切割呈大块状砌体结构	拱部无支撑时可产生小坍塌, 侧壁基本稳定, 爆破震动过大易坍	1. 拱顶厚30~40cm直墙式或花边墙衬砌; 2. 拱顶厚30~40cm的大拱脚薄边墙(20~25cm)衬砌; 3. 锚杆喷射混凝土衬砌	需支撑。支撑间距1.0~1.2m, 距开挖面不支撑的距离不大于5~10m
II	硬岩: 受地质构造影响很严重, 节理很发育, 层状软弱面(或夹层)已基本被破坏	被切割呈碎石状压碎结构	拱部无支撑时可产生较大的坍塌, 侧壁有时失去稳定	拱顶厚40~50cm的直墙式或曲墙式衬砌(用先拱后墙法施工时, 拱脚可适当加厚, 以防止下沉), 必要时设仰拱	需支撑, 支撑间距0.8~1.0m, 支撑需紧跟开挖面
	软岩: 受地质构造影响严重, 节理发育, 或 $R_b < 50 \times 10^5 \text{ Pa}$	被切割呈块(石)碎(石)状镶嵌结构			
	1. 略具压密或成岩作用的粘性土及砂性土; 2. 老黄土; 3. 一般泥质胶结的碎、卵石土; 4. 大块石土	1. 2呈大块状压密结构; 3呈巨块状整体结构; 4呈堆石状松散结构			

续表

类别	围岩主要工程地质条件		围岩开挖后的 稳 定 状 态	单线隧道衬砌类型 及主要构造尺寸	支撑类型及间距
	主要工程地质特征	结构完整状态			
I	石质围岩位于挤压强烈的断裂带内, 裂隙杂乱, 呈石夹土或土夹石状	围岩呈角(砾)碎(石)松散结构	围岩易坍塌, 处理不当会出现大坍塌, 侧壁经常小坍塌, 浅埋时易出现地表下沉(陷)或坍至地表	拱顶厚50~60cm的曲墙带仰拱混凝土衬砌	需加强支撑, 支撑间距0.6~0.8m, 并用背板支护, 必要时随挖随支
	一般第四纪成因的粘性土及非粘性土(包括一般碎、卵、砾石土)及新黄土	非粘性土呈松散结构; 粘性土及新黄土呈松软结构			
II	石质围岩, 位于挤压强烈的断裂带内, 呈角砾、砂、泥状软体	围岩呈泥沙角砾状松散结构	围岩极易坍塌变形, 有水时土砂常与水一齐涌出, 浅埋时易坍至地表	1. 拱顶厚50~60cm, 带仰拱的刚性骨架混凝土衬砌或钢筋混凝土曲墙衬砌。 2. 拱顶厚60~70cm的曲墙带仰拱的混凝土衬砌	密排木支撑或间距0.6~0.8m的金属支撑(可用作混凝土衬砌骨架), 必要时先护后挖
	软塑状粘性土及饱和的粉细砂等	粘性土层易流变的松散结构。砂性土层呈易液化的松散结构			

注: 1. 层状岩层的厚度划分: ①厚层: 大于0.5m; ②中层: 0.1~0.5m; ③薄层: 小于0.10m。

2. 如遇地下水, 在Ⅲ、Ⅳ类围岩中, 因影响不大, 可不考虑降级, 在Ⅴ类围岩中要酌情降低1级; 在Ⅵ、Ⅶ类围岩中可适当降低1~2级。

故得:

$$Q = \frac{80}{4} \times \frac{3}{4} \times \frac{0.33}{1} = 5$$

从图2-1-85查出, 在这种岩体中, 不支护的开挖体最大当量尺寸De为4m, 矿山永久性巷道的支护比ESR为1.6, 因此, 该破碎机硐室不支护的最大跨度等于: $ESR \times De = 1.6 \times 4 = 6.4m$ 。

1.6.3.6 铁路隧洞围岩分类

1972年铁道部门从岩体结构观点提出的铁路隧道围岩分类如表2-1-84。

1.6.3.7 按声波速度分类

(1) 日本按声波速度的隧道围岩分类见表2-1-85。

(2) 岩质分级A~F见表2-1-86。

1.6.4 岩体变形及强度的试验

岩体的变形实际上包括结构体(岩块)本身的变形、结构体的位移和结构面的闭合。Bieniawski在有关岩体变形特性的著作中提出了岩体分类的进一步应用。他研究了变形模量的许多现场测量结果, 并用CSIR法对做过实测的岩体进行了分类。图2-1-87是根据Bieniawski提供的资料绘制的, 它对选择原位岩体变形模量具有指导意义。变形模量对地下开挖体周围应力分布和位移量的数值计算是不可少的。

岩块力学性质的测定多是在实验室内进行的。由于岩块的力学性质不能代表现场原位的岩体力学特性, 因而现场原位大试体的力学试验就较为全面反映了岩体力学的全貌。这是

按声速速度隧道围岩分类表

表 2-1-85

分类	岩 质						良好程度	备 注
	A	B	C	D	E	F		
1	>5.0		74.8	74.2			好	①开挖面有漏水时, 分类要降下一级。
2	5.0~4.4		4.8~4.2	4.2~3.5				
3	4.6~4.0	4.8~4.2	4.4~3.8	3.8~3.2	72.6		中	②膨胀性岩石的要特殊考虑 其 $v < 4.0\sigma > 0.3$
4	4.2~3.6	4.4~3.8	4.0~3.4	3.4~2.8	2.6~2.0			
5	3.8~3.2	4.0~3.4	3.8~3.0	3.0~2.4	2.2~1.6	1.8~1.2	差	③对风化岩层 $\sigma < 0.3$ 时分类要提高 1~2 级
6	<3.4	<3.6	<3.2	<2.6	<1.8	1.4~0.8		
7						<1.0		

注: 1. 1~7 系按围岩强度分类的大小顺序排列。2. 表中数值指声速速度 (km/s)。

岩 质 分 级 表

表 2-1-86

岩 质	岩 石 名 称
A	①古生层, 中生层, 粘板岩, 砂岩, 砾石, 燧石、灰岩, 辉绿泥灰岩 ②深成岩: 斑岩, 花岗岩, 分岩, 辉绿岩, 粗砾岩等 ③半深成岩: 斑岩, 花岗岩, 分岩, 辉绿岩, 蛇纹岩等 ④火山岩的一部分: 玄武岩, 中生代的流纹岩等 ⑤变质岩: 结晶片岩, 千枚岩, 片麻岩, 页岩等
B	①解理显著的变质岩 ②层理发达的古生层, 中生层
C	①中生层的一部分 (页岩、砂岩、角砾凝灰岩等) ②火山岩 (流纹岩、安山岩) ③古第三纪层的一部分 (砾岩、砂岩、凝灰岩、凝灰岩等)
D	古第三纪~新第三纪层, 泥岩, 页岩, 砂岩, 砂砾岩, 凝灰岩, 角砾凝灰岩, 凝灰岩等
E	新第三纪层~洪积层, 泥岩, 粉砂岩, 砂岩, 砂砾岩, 凝灰岩, 台地崖壁, 火山喷出物等
F	洪积层~冲积层, 粘土, 淤泥砂, 砂砾, 火山喷出物, 护母, 锥形堆积物, 崖壁, 台地

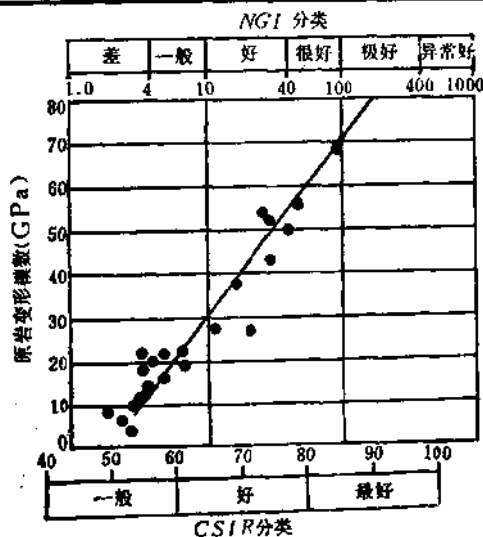


图 2-41-87 现场实测的岩体变形模量与岩体分类之间的关系 (根据 Bieniawski 的资料绘制)

室内岩石力学试验所不及的。但原位大试件的制备, 试验设备仪器的安装等, 往往要耗费大量的资金。由于工程复杂, 试验费用高, 所以就不可能进行大量的试验, 因此, 又产生了一个试样的代表性问题。所以在实践中, 岩体原位大型力学试验只宜用于重点工程, 很难普遍推广。

1.6.4.1 原位岩体变形试验

岩体原位的变形试验, 主要是确定岩体的应力-应变关系, 这是设计人员所关心的岩体基本性质之一。

方法是在选定的岩体表面上施加一定的静荷载, 并测定每级荷载作用下所产生的变形, 确定岩体的应力-应变关系。因岩体含有结构面, 故具有非线性的特征, 但在变形试验的结果分析中, 一般都以弹性理论为基础。通常使用平板载荷法, 所使用的设施按图 2-1-88 布置。垫板面积一般为 2000cm^2 (圆形垫板直径为 50cm , 厚度为 6cm , 用油压千斤顶施加荷载。岩体在外力荷载作用下, 所发生的变形 (垂直位移) 通过千分表测定。可将试件看作是半无限弹性体, 它的表面受垂直均布荷载, 根据 Boussinesq 解, 它的弹性模量 E 可按式 (2-1-58) 计算:

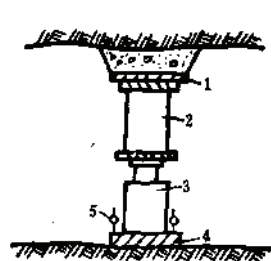


图 2-1-88 刚性垫板法设施

1——钢板, 2——传力柱; 3——千斤顶;
4——承压板, 5——测量表

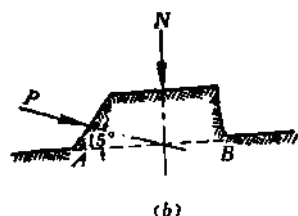
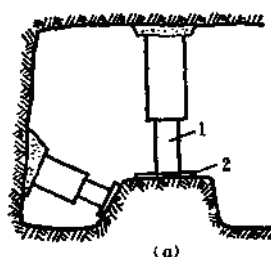


图 2-1-89 剪切试验

(a) 剪切试验设施; (b) 剪切试验施力图
1—液压千斤顶; 2—钢板

$$E_0 = \frac{mP(1-\mu^2)}{\sqrt{AW_0}} \quad (2-1-58)$$

式中 E_0 ——岩体变形 (弹性) 模量, $\times 10^6\text{Pa}$;

A ——受荷表面面积, cm^2 ;

P ——垂直荷载总量, kg ;

μ ——泊松比,

m ——受荷表面形状系数, 当垫板为圆形时等于 0.96, 为矩形长宽比 $1:2$ 时等于 0.92;

W_0 ——受荷面积的平均位移量, cm 。

当垫板直径为 D (通常要求 $D \geq 500\text{mm}$) 时, 则公式 (2-1-58) 可写成:

$$E_s = \frac{0.8506q(1-\mu^2)D}{W_0} \quad (2-1-59)$$

式中 q ——均布荷载, $\times 10^5 \text{Pa}$ 。

在试验中 q 是根据工程条件所给定的范围并分成几级, 对于各级荷载要同时得到加荷和卸荷时荷载与相应位移的关系, 并点在图上, 整理时通常要给出各级荷载下的切线弹性模量、割线弹性模量和变形模量。

1.6.4.2 岩体抗剪强度试验

在现场做岩体的抗剪强度测定, 首先在巷道中切割岩体, 制成一个只有底部与岩体相连的抗剪试件。试件底面积为 $0.5 \sim 1.0 \text{m}^2$, 采用千斤顶加压, 其设施如图 2-1-89a 所示。侧面的倾斜千斤顶, 是对试件施加作用于预想剪切破裂面上的推力, 如图 2-1-89b。采用倾斜推力的原因是尽量使其通过试件底部中心, 以减少力矩的产生, 使其更接近于纯剪切破坏。

根据发生剪切破坏时, 施加于试件的荷载 P , 剪切破裂面积 AB , 求出试件破裂时作用在 AB 面积上的剪应力:

$$\tau = \frac{P \cos 15^\circ}{A} \quad (2-1-60)$$

AB 面上的正应力:

$$\sigma = \frac{N + P \sin 15^\circ}{A} \quad (2-1-61)$$

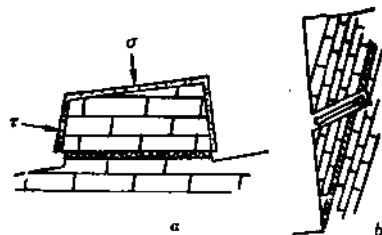


图 2-1-90 现场结构面抗剪试验
(a) 千斤顶法; (b) 压力枕法;
 τ ——剪应力, σ ——正压力

式中 τ ——作用于剪切面上的剪应力, Pa ;

σ ——作用于剪切面上的正应力, Pa ;

P ——作用于试体上的斜向荷重, N ;

N ——作用于试体上的垂直荷重, N ;

A ——剪切面积, cm^2 。

按个数一组岩质相同的试件破裂时获得的剪应力 τ 和正应力 σ 值, 便可在 σ - τ 平面坐标上画出岩体的强度曲线, 用式 (2-1-62) 表达:

$$\tau = C + \sigma \tan \varphi \quad (2-1-62)$$

1.6.4.3 现场结构面的剪切试验

现场结构面的原位剪切试验, 目的在于确定软弱结构面的抗剪强度。岩体的变形破坏, 一般受结构面的控制, 结构面的抗剪强度, 是决定岩体稳定性的重要因素。对一些小、中型重要工程可进行现场软弱结构面抗剪试验。主要用千斤顶或压力枕, 大多用千斤顶, 如图 2-1-90(a)。因千斤顶有较大推进行程, 且易于联动, 所以不仅能适应于软弱结构面或岩层面变形较大的特点, 而且可以做尺寸较大的试验。对一些倾角较陡 ($30^\circ \sim 60^\circ$) 的小断层错动面, 软弱夹层、节理、层面等则用压力枕更方便, 如图 2-1-90(b)。此法的缺点是推进行程小。国内一些工程现场岩体和结构面的抗剪试验见表 2-1-87 和 2-1-88。

我国一些工程现场岩体抗剪强度 表 2-1-87

岩石名称	试验条件	剪切面积 (m^2)	最大法向荷载 ($10^3 Pa$)	抗剪(新)试验的峰值		剪断后摩擦试验的峰值		试验年份	备注
				$f = \tan \varphi$	$C (\times 10^3 Pa)$	$f' = \tan \varphi'$	$C' (\times 10^3 Pa)$		
花岗岩	岩石			1.10	7.5	1.08	0.8		
	岩石			—	—	0.80	0.0	1967	
	岩石			2.77	30.2	2.21	19.4		
	岩面		10.4	0.58	0.50				表面平整
	上上	0.15	15.0	0.67	0.46			1965	表面粗糙
	上上	0.15	15.0	0.76	2.59			1965	起伏差0.01~0.11cm
	节理面	0.5×0.5		0.56	0.10			1965	顺节理方向
	上上	0.5×0.5	40.0	0.86	2.20			1965	逆节理方向
	上上	0.5×0.5	40.0	0.86	4.20				
	上上	0.5×0.5	10.4	0.86	1.00				
片麻状花岗岩	岩石	0.5×0.5	30.0	1.01	41.60			1964	
安山岩	岩石	0.5×0.5	20.4	1.27	7.0			1974	微风化
	岩石	0.5×0.5	20.4	0.95	3.1			1971	微风化, 裂隙发育
	岩石	0.5×0.5							
石英斑岩	粗节理面	0.5×0.5		1.68	16.0				
黑云母石英闪长岩	岩石	0.5×0.5		1.70	18.0			1960	岩石较破碎
	岩石	0.5×0.5		1.23	10.0	0.84	5.3	1980	风化岩石
石英闪长岩	裂隙面	0.7×0.4		1.14	1.2			1967	风化岩石
闪长岩	岩石	0.5×0.5		1.65	2.18	0.73	7.5		
	岩石					0.84	10.7	1967	
辉长岩	岩石								
石灰岩	岩石	1.02×0.52	20.0			0.5	0.68	1971	
	上上	0.6×0.7	50.0	1.44	35.5			1965	
	上上	0.4×0.6	15.0	2.33	18.3	1.86	1.15	1972	
	上上	0.5×0.5		1.28	25.0	1.18	7.0	1959	

续表

岩石名称	试验条件	剪切面积 (m^2)	最大轴向荷载 ($\times 10^5 Pa$)	抗剪断试验的峰值		剪断后摩擦试验的峰值		试验年份	备 注
				$f = tg\phi$	$C (\times 10^5 Pa)$	$f' = tg\phi'$	$C' (\times 10^5 Pa)$		
石灰岩	同上	0.5×0.5		1.60	3.5	1.25	0.7	1965	泥质灰岩 炭质薄层占10% 炭质薄层占40% 方解石结合面
	同上	0.5×0.5	10.6	0.75	0.8	0.80	0.3	1972	
	节理面	0.56×0.62		—	9.4	0.02	1.55	1972	
	同上	0.56×0.62		—	8.8	0.94	0.90	1972	
	同上			0.80	0.8	0.80	6.10	1965	
	上面	0.5×0.5	10.6	0.45	0.7	0.80	0.30	1972	
	上面	0.5×0.5	10.85			0.45	0.60	1972	
	同上					0.35	0.82		
	接触面				0.8	0.76	0.40	1962	
	上方解石脉	0.6×0.6	10~13 10~13	0.75		0.48	1.25		
砂岩	同上					0.68	3.30		风化成片状, 层面泥化 中等风化 强风化
	岩石	0.16	61.0	0.34	0.58			1964	
	岩石	0.5×0.5		1.81	28.8	0.60	3.00		
	岩石	0.5×0.5		1.16	24.2				
	岩石	0.5×0.5		1.15	0.11	1.12	0.10	1963	
砂岩	岩石	0.4×0.4~ 0.5×0.5		1.50	13.6	0.70	0.15		岩石胶结致密, 剪切面较平 上盘为泥质岩, 下盘为砂岩 上盘为细砂砾岩, 下盘为粘土岩 上盘为砂砾岩, 下盘为粘土岩
	岩石	1.0×1.0	15.46			0.58	0.30	1967	
	层面	0.5×0.5	13.17			0.65	0.70	1967	
	同上			0.75	1.46	0.44	0.80	1967	
	同上	0.5×0.5		0.41	0	0.37	0	1970	
	同上	0.06×0.2	9.0~11.0			0.54	1.60	1967	
	同上	0.5×0.5	11.0			0.44	1.00	1965	
泥岩	同上	0.35×0.35	34			0.44	0.80	1969	
	同上	0.3×0.3	32			0.39	0.60	1969	

续表

岩石名称	试验条件	剪切面积 (m^2)	最大法向荷载 ($\times 10^5 \text{Pa}$)	抗剪断试验的峰值		剪断后摩擦试验的峰值		试验年份	备注
				$f = \tan \varphi$	$C (\times 10^5 \text{Pa})$	$f' = \tan \varphi'$	$C' (\times 10^5 \text{Pa})$		
石英砂岩	岩石			0.76~2.78	2.8~14.8	0.6~0.76	0.8~0.6	1957	
	岩石			2.67	0.67	1.55	0.35	1963	
	层面			0.38	0.06	0.33	0.11	1972	
云母砂岩	层面	0.5×0.5		0.43	1.50	0.43	1.59	1965	层面富集云母
长石砂岩	岩石	0.5×0.5	10.0	1.37	6.70	1.28	3.90	1965	
细砂岩	岩石		11.4	0.89	3.20			1972	层理结构, 经风化
	岩石		9.48	0.88	1.20	0.64	1.80	1972	
粉砂岩	岩石		12.87×35.2	0.72	1.23	0.57	0.80	1972	
	层面	0.5×0.5		0.61	0.73	0.46	0	1969	
	层面	0.5×0.5		0.71	0.85	—	—	1966	
	节理面	$0.28 \sim 0.35$	0.03	0.66	0.80	0.35	1.33	1971	
								1972	现场三轴试验结果
粘土质粉砂岩	岩石	0.3×0.3		1.47	0.65			1972	
	接触面			0.91	0.80	0.88	0.30	1972	
粘土岩	岩石	1.0×1.0				0.63	0.75	1967	夹有粉砂岩
	层面	0.5×0.5		0.62	2.2	0.60	2.20	1960	
砂质粘土岩	岩石	0.5×0.5	16.3	1.12	4.0	1.07	0.70	1965	
	层面	0.5×0.5	11.0			0.44	1.00	1965	
页岩	岩石	0.5×0.5		1.13	0.30	0.65	0.24	1963	
	岩石			1.42	4.67	0.81	2.50		
	节理面	8.2×9.45				0.30	1.41	1971	夹泥
砂质页岩	岩石	0.5×0.5		1.51	1.85	0.90	0.70	1965	

续表

岩石名称	试验条件	剪切面积 (m^2)	最大法向荷载 $\times (10^5 Pa)$	抗剪断试验的峰值		莫西后摩擦试验的峰值		试验年份	备注
				$f = tg \varphi$	$\times (10^5 Pa)$	$f' = tg \varphi'$	$C' (\times 10^5 Pa)$		
炭质页岩	岩石	0.35×0.35	10.0	1.30	21.0	—	—	1965	野外三轴试验结果
	岩石	0.7×0.7	27.5	1.10	9.0	—	—	1965	
	岩石	1.02×0.52	26.0	0.94	18.0	0.94	5.5	1971	三角体试件
砂质粘土页岩	岩石			0.44	0.16				
粘土页岩	岩石		22.5	0.77	3.50	0.51	1.40	1922	
粉砂质页岩	岩石		14.0×0.5	0.73	3.30	0.57	0.43	1972	
	岩石	0.5×0.5		2.01	3.00	1.18	1.10	1965	
石英岩	岩石			0.93	0.13	0.86	0.11		
	节理面			0.36	0.93	0.86	0.11		
白云岩	岩石		20.0	0.70	6.7				破碎带附近
大理岩	岩石			1.53	41.5	0.8	27.7	1964	
	大理岩中英	1.2×1.0	10.69	0.17	0.8			1972	
	蜀岩脉裂隙面			0.81	1.4	0.73	1.20	1964	
千枚岩	岩石	0.5×0.5		0.51	0.19	0.38	0.16		
	层面	0.2	6.0	0.69	1.4	0.54	1.85	1967	上盘为砂岩, 下盘为千枚岩
片岩	节理面			1.08	5.00				
角闪片岩	层面			0.58	0.02			1967	
绿帘石阳起石钠长片岩	节理面					0.64	1.45		

各类软弱结构面的抗剪强度参数

表 2-1-28

软弱面类型	岩层岩性	基 本 特 征	抗 剪 强 度 参 数	
			tgφ	C($\times 10^5$ Pa)
节理面	石 灰 岩	方解石充填	1.02	1.55
		粘土充填, 厚1~2mm	0.65	7.10
		粘土充填, 厚5~10mm	0.42	2.00
		粘土充填, 厚>20mm	0.265	0.50
花岗岩	花 岗 岩	无充填, 起伏高度1~4mm	0.81	0
		粘土充填, 起伏高度3~5mm	0.51	0
		粘土充填, 起伏高度25mm	0.55	0.20
		黄铁矿粉充填, 厚0~50mm	1.14	1.2
断层带	石英闪长岩	方解石胶结, 宽1~11cm	0.7~0.9	1.50~10.80
		断层泥带	0.4~0.65	0.10~0.20
		绿泥石化, 宽2~5mm	0.58	2.00
	辉长岩 角闪片岩 泥	破碎带, 宽数十厘米	0.47	0.90
		含水泥质充填, 宽4~5cm	0.38	0.22
		断层泥带	0.58	0.02
夹 层	粘 土 岩	层间错动带, 呈粉状	0.39	0.60
		泡水7天	0.38	0.60
		夹泥层	0.18~0.46	0.02~0.50
	石英砂岩	页岩夹层	0.33~0.70	0.06~0.70
		页岩夹层, 泥化	0.35~0.43	0.14~0.70
		泡水7天	0.48	1.10
层 面	石 灰 岩	泥质灰岩与泥质灰层	0.43	0.40
		半风 化	0.44	0.8
		0.52~0.66	0.31~0.43	1.60~2.80
	泥岩与石灰岩 粘土岩与细砂岩 粘土岩与粉砂岩	0.46	0	0
		层间有云母裂隙, 有粘土砂层	0.52	1.44
		砂	0.43	1.50

1.6.4.4 岩体三轴力学试验

地下工程的受力状态主要是三维的,所以三轴力学试验非常重要。但由于现场原位大型三轴力学试验在技术上很复杂,只在必要时才进行。

现场岩体三轴力学试验的常规方法,是使用压力枕加围压荷载,用千斤顶加轴向荷载,试验装置如图 2-1-91 所示。

根据围压情况,可分为等围压三轴试验($\sigma_2 = \sigma_3$)和真三轴试验($\sigma_1 > \sigma_2 \neq \sigma_3$)。近年来的研究表明,第二主应力在岩体强度中起重要作用,在多节理的岩体中尤其重要,因此,真三轴试验愈来愈受到重视。当然,在实际工作中若能做到等围压三轴试验,也可以提供设计所需的基本岩体力学特性的参数了。

在试验中还要求模拟岩体的变形和破坏方式。因此,在三轴试验中要根据地下洞室围岩的受力状态,确定加载和卸载的途径。鉴于坑内开挖工程,围岩往往是一面卸载一面加载的,因此在试验中,可将围压及轴向压力都加到初始地应力的应力水平,或是各向应力相当它的比例,然后再逐渐卸围压和加轴向压力。图 2-1-92 为节理发育灰岩的三轴试验强度曲线。

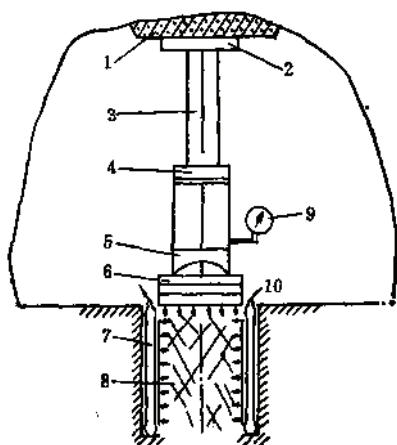


图 2-1-91 探洞内岩体三轴试验

- 1—混凝土顶座, 2—垫板, 3—顶柱;
4—垫板, 5—球面垫, 6—垫板;
7—压力枕, 8—试件, 9—液压表;
10—液压枕

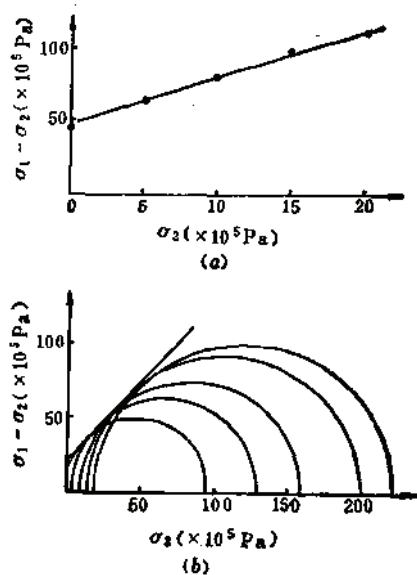


图 2-1-92 节理发育灰岩三轴强度

- a— $\sigma_1 \sim \sigma_2$ 关系;
b—三轴强度的摩尔包线

1.6.4.5 岩体流变力学试验

在地下洞室的围岩稳定性分析和锚喷支护设计中,对岩体的流变特性要求有足够的认识和获得试验参数。首先要了解岩体是否具有影响支护受力和围岩稳定的显著的流变特性,

其次要研究岩体的流变规律,以便确定其流变模型,还要针对一定的模型测定其特征参数。

由于流变试验要求时间长,对压力系统稳压技术要求高,对测试数据要求精;因此这方面的工作做得还很少。岩体中流变性比较显著的为软弱结构面和软弱破碎岩体,现场试验一般是针对它们进行的。目前国内在软弱结构面的剪切流变试验和软弱岩体承载流变试验已初步取得了一些成果。

结构面的剪切流变试验原则上和直剪试验相同,但要求对法向荷载 P 及剪力 T 进行稳压。表2-1-89为某工程粘土岩泥化夹层的剪切流变试验所获得的抗剪强度和常规直剪试验结果的对比。它说明软弱夹层的长期抗剪强度有明显的降低,峰值流变强度大体上相当于长期的屈服强度。抗剪强度的降低中,摩擦系数的降低不到常规数值的10%,而粘结力 c 值的降低达到50~70%。

粘土岩泥化夹层的剪切流变试验表

表 2-1-89

顺 序	试验方法	参 数	摩 擦 系 数		粘 结 力 (10^5Pa)	
			f	差 值 %	c 值	差 值 %
1	常 规	屈 服 值	0.19	0	0.32	68.8
2	流 变		0.19		0.10	
3	常 规	峰 值	0.225	9.3		49.2
4	流 变		0.204			

在采用承载板进行岩体变形模量测定时,可以延长每级荷载的变形观测时间,从而得到岩体的粘弹性流变特性。在设备上只要添置稳压装置,其它和常规方法相同。

图2-1-93为破碎碳质片岩的承载流变曲线。它大体上可以用复合粘弹性模型表示,按图2-1-94(a)所示的广义开尔文的流变模型,可以导出以下公式:

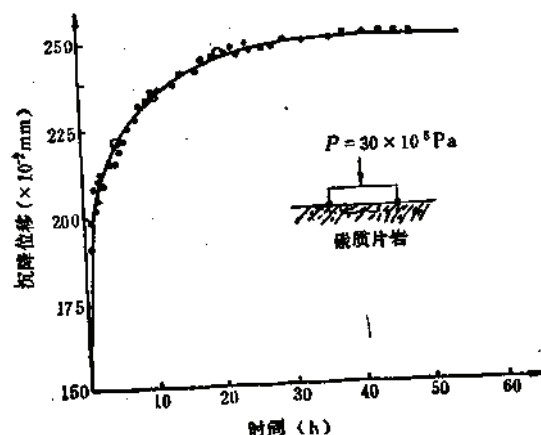
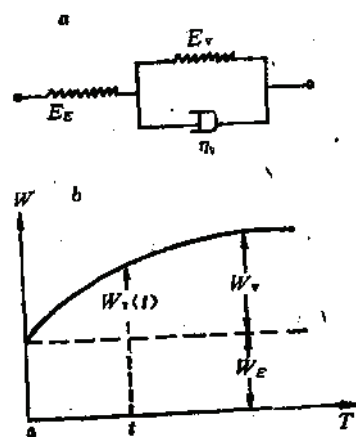


图 2-1-93 承载破碎碳质片岩流变曲线

图 2-1-94 弹塑性模型及变形分析
a—开尔文流变模型; b—变形曲线

$$E_E = \frac{P(1-\mu^2)}{2rWE} \quad (2-1-63)$$

$$E_V = \frac{P(1-\mu^2)}{WV} \quad (2-1-64)$$

$$E_L = \frac{E_E E_U}{E_E + E_U} \quad (2-1-65)$$

$$e \times p(-\alpha) = \frac{E_E}{E_L} - \frac{2\mu W U(t) E_V}{P(1-\mu^2)} \quad (2-1-66)$$

$$\eta_v = \frac{E_U t}{\alpha} \quad (2-1-67)$$

$$T_o = \frac{\eta_v}{G_v} \quad (2-1-68)$$

式中 E_E ——瞬间弹模, Pa;

E_V ——流变模量, Pa;

E_L ——长期模量, Pa;

η ——粘性系数;

T_o ——松弛时间, h;

P ——总荷载, N;

$W_V(t)$ ——为刚性板沉降变形, cm;

V ——圆形板半径, cm;

G_V ——剪切模量, Pa。

通过上述计算, 破碎碳质片岩的粘弹性参数为:

$$E_E = 540 \text{ MPa},$$

$$E_V = 2016 \text{ MPa},$$

$$E_L = 432 \text{ MPa},$$

$$\eta_V = 1.68,$$

$$T_o = 20 \text{ h}.$$

1.6.5 岩体强度的预测

由于岩体强度的现场原位试验需耗费大量的资金和时间, 并不是所有的工程项目都能做到的, 因此就有不少的学者和研究人员希望从岩块的室内力学试验加上对现场岩体地质构造, 结构面的测绘, 综合起来推断预测岩体的参数。下面介绍国内外目前经常使用的几种方法

1.6.5.1 Фисенко的c值折减法

Фисенко根据岩块的粘结力c值, 岩体的节理裂隙间距及其分布特征, 提出按经验公式(2-1-69)、(2-1-70)计算岩体的c值:

$$C_m = \frac{C_k}{1 + \alpha \ln \frac{H}{L}} \quad (2-1-69)$$

$$C_m = \lambda C_k \quad (2-1-70)$$

式中 C_m ——减弱的岩体粘结力, $\times 10^5 \text{Pa}$;

C_k ——岩块试验的粘结力, $\times 10^5 \text{Pa}$;

α ——取决于岩石强度与岩体结构面分布的特征系数, 见表 2-1-90;

L ——破坏岩体被切割的岩块尺寸, 取节理裂隙间距, m;

H ——岩体破坏高度, 取边坡高度, m;

λ ——岩体结构减弱系数, 见表 2-1-91。

计算实例①: 江西永平铜矿, 岩石为千枚状页岩, 岩块的室内试验测得的粘结力 $C_k = 36.7 \times 10^5 \text{Pa}$, 节理间距 $L = 0.1639 \text{m}$, 查表 2-1-90, $\alpha = 7$,

岩体强度与岩体结构面分布特征系数表

表 2-1-90

岩石类别及结构面特征	α
不密实的砂质粘土沉积层	0
不太密实的有些裂隙的砂质粘土沉积, 强烈风化的完全高岭土化的喷出岩 $C_R = (4 \sim 9) \times 10^5 \text{Pa}$	0.5
以垂交裂隙为主的密实的砂质粘土沉积层, 强烈高岭土化的喷出岩 $C_R = (5 \sim 80) \times 10^5 \text{Pa}$	2
以斜交裂隙为主的密实的砂质粘土沉积岩; 高岭土化的喷出岩	3
以垂交裂隙为主的坚硬层状岩石 $C_R = (150 \sim 200) \times 10^5 \text{Pa}$	4
以垂交裂隙为主的坚硬喷出岩 $C_R > 300 \times 10^5 \text{Pa}$	7
斜交裂隙较发育的喷出岩	10

岩体结构减弱系数表

表 2-1-91

裂隙情况	λ	
	范围	平均
岩石各个方向有清晰的裂隙网把岩体分割成单独的且不联系的岩块	0~0.001	0.0005
在各个方向上有密度极大的极细裂隙网	0.001~0.01	0.005
有极密的裂隙	0.01~0.04	0.02
裂隙程度中等以上的	0.04~0.08	0.06
张开与闭合的中等程度的裂隙, 裂隙间距 20~30cm	0.08~0.12	0.10
裂隙程度中等以下的	0.12~0.3	0.20
间距 20~30cm, 深度不大的裂隙, 为数不多的张开裂隙	0.3~0.4	0.35
裂隙不多的极少数的闭合裂隙	0.4~0.6	0.5
仅有细微的裂隙, 几乎没有可见的裂隙	0.6~0.8	0.7
整岩体, 无裂隙标志	0.8~1.0	0.9

●何志真等, 《永平铜矿边坡稳定性研究报告》, 冶金工业部长沙矿冶研究院。

$$\text{则 } C_m = \frac{36.7}{1 + 7 \times \ln\left(\frac{450}{0.1639}\right)} = 6.51 \times 10^5 \text{ Pa}$$

1.6.5.2 MGeorgi的c值折减法

M·Georgi根据岩体的节理密度和岩块的实验室粘结力c值,按经验公式(2-1-71)计算岩体的粘结力 C_m 值。

$$C_m = C_k [0.114e^{-0.48(i-2)} + 0.02] \quad (2-1-71)$$

式中 i ——岩体的节理裂隙密度,条/m。

计算实例:仍以永平铜矿为例, $C_k = 36.7 \times 10^5 \text{ Pa}$; $i = 6.1$ 条/m,按公式2-1-71计算

$$C_m = 36.7 \times [0.114e^{-0.48(6.1-2)} + 0.02] = 13.2 \times 10^5 \text{ Pa}$$

1.6.5.3 Barton的粗糙节理面抗剪强度预测

Barton对人造的粗糙节理面,模拟边坡行为,进行了仔细的试验和观测,据此导出了经验公式(2-1-72):

$$\tau = \sigma \tan(\phi + JRC \lg \frac{\sigma_J}{\sigma}) \quad (2-1-72)$$

式中 τ ——节理面的抗剪强度, Pa;

σ ——法向应力, Pa;

ϕ ——摩擦角, ($^\circ$);

JRC ——节理粗糙度系数,定义于图2-1-95

1-95

σ_J ——靠近节理面的岩石的单轴抗压强度, Pa。

Barton方程式可能最合适的范围是 $0.01 < \sigma/\sigma_J < 0.03$ 。由于大多数岩石边坡稳定问题中出现的法向应力都落在这一范围之内,因此这一方程式在岩石边坡稳定分析中是个非常有用的公式。

1.6.5.4 Hoek和Brown破坏判据的应用

Hoek和Brown为密集节理岩体提出了一个非常简单的经验破坏判据。它是根据对密集节理的岩体进行实验室三轴试验,建立了如图2-1-96所示的轴向破坏应力 σ_1 与围压 σ_3 之间的经验关系式,基本方程为:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m\sigma_c\sigma_3 + \sigma_c^2} \quad (2-1-73)$$

式中 σ_c ——完整岩块的单轴抗压强度, Pa;

σ_3 ——围压, Pa;

m 和 s ——无量纲常数,它们取决于岩体中各个岩块的形状及锁合程度。

抗剪强度 τ 与法向应力 σ 之间一种可供选用的关系式为:

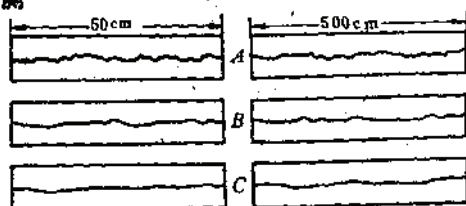


图2-1-95 Barton节理粗糙度系数JRC的确定

A——粗糙起伏(张节理、粗糙节理、粗糙层理), $JRC = 20$; B——光滑起伏(光滑节理、非平面型节理、起伏的层理), $JRC = 10$; C——光滑且近于平面(平面型剪切节理、平面型节理、平面型层理), $JRC = 5$

$$\tau = A\sigma_c(\sigma/\sigma_c - T)^B \quad (21-74)$$

$$T = \frac{1}{2}(m - \sqrt{m^2 + 4s})$$

式中 A 和 B ——为确定莫尔破坏包络线形状的常数。

Hoek假定有效应力定律 $\tau = c + (\sigma - u) \tan \phi$ 对此破坏判据成立, 则有效应力按式 (2-1-75) 计算

$$\begin{aligned} \sigma_1' &= (\sigma_1 - u) \\ \sigma_3' &= (\sigma_3 - u) \\ \sigma' &= (\sigma - u) \end{aligned} \quad (2-1-75)$$

当已知孔隙水压力 u 时, 就可将上述有效应力值直接代入方程 (2-1-73) 和 (2-1-74) 进行计算。

对密集节理岩石进行实验室三轴试验, 试验结果可用回归分析法加以处理, 从而定出 m 、 s 、 A 及 B 等常数值, 见图 2-1-96, 2-1-97, 2-1-98。如果没有试验数据, 可按表 2-1-92 选取。表 2-1-92 是 Hoek 和 Brown 归纳了岩石类型、岩体质量与这些常数之间的关系而编制的。表中的 CSIR 和 NGI 的评分值见本章第 1.6.3.4 和 1.6.3.5 节。

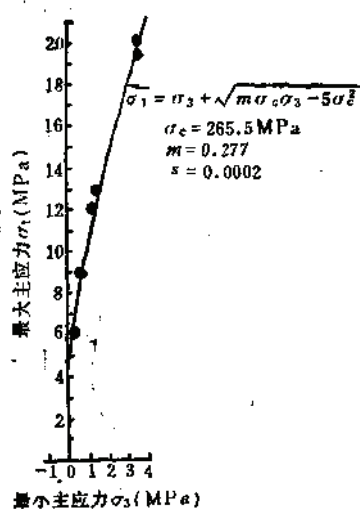


图 2-1-96 轴向破坏应力

(最大主应力 σ_1) 与围压 (最小主应力) 之间的关系, 由强节理安山岩原状岩心的三轴试验而得

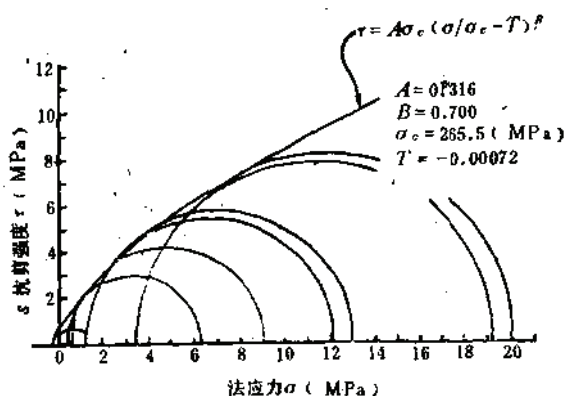


图 2-1-97 强节理安山岩三轴试验的莫尔包络线

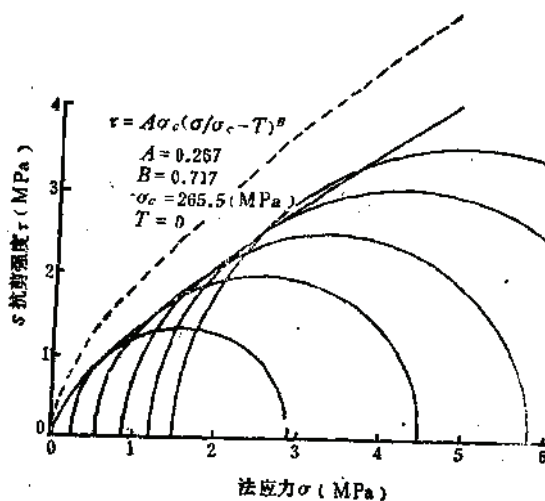


图 2-1-98 三轴试验的莫尔破坏圆及拟合的莫尔包络线, 试件由分级并重新捣实的布干维尔密集节理安山岩构成

岩体质量与经验常数间的近似关系表

表 2-1-92

经验破坏判据 $\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m\sigma_c\sigma_3 + S\sigma_3^2}$ $\tau = A\sigma_c(\sigma/\sigma_c - T)^B$ 式中 $T = \frac{1}{2}(m - \sqrt{m^2 + 4S})$	碳酸盐岩石, 结晶解理甚为 发育。 白云岩、石灰 岩及大理岩	石化泥质岩石, 泥岩、粉砂岩、 页岩及板岩 (垂直于板理)	砂质岩石, 含 坚固的晶体, 晶体解理不发 育。砂岩及石 英岩	细粒的, 含多 种矿物的结晶 火成岩、安山 岩、粗玄岩、 辉绿岩及流纹 岩	粗粒的, 含多 种矿物的结晶 火成岩及变质 岩。闪石岩、 辉长岩、片麻 岩、花岗岩、 苏长岩及石英 闪长岩
完整岩样 大小如实验室试件尺寸, 无节理。 CSIR 记分 100 NGI 记分 500	$m = 7.0$ $s = 1.0$ $A = 0.816$ $B = 0.658$ $T = -0.140$	$m = 10.0$ $s = 1.0$ $A = 0.918$ $B = 0.677$ $T = -0.099$	$m = 15.0$ $s = 1.0$ $A = 1.044$ $B = 0.692$ $T = -0.067$	$m = 17.0$ $s = 1.0$ $A = 1.085$ $B = 0.696$ $T = -0.059$	$m = 25.0$ $s = 1.0$ $A = 1.220$ $B = 0.707$ $T = -0.040$
极优质的岩体 紧密吻合的原状岩石, 节理未风化, 间距 3 m 左右 CSIR 记分 85, NGI 记分 100	$m = 3.5$ $s = 1.0$ $A = -0.651$ $B = 0.679$ $T = -0.028$	$m = 5.0$ $s = 0.1$ $A = 0.739$ $B = 0.692$ $T = -0.020$	$m = 7.5$ $s = 0.1$ $A = 0.848$ $B = 0.702$ $T = -0.013$	$m = 8.5$ $s = 0.1$ $A = 0.883$ $B = 0.705$ $T = -0.012$	$m = 12.5$ $s = 0.1$ $A = 0.998$ $B = 0.712$ $T = -0.008$
优质岩体 新鲜到微风化的岩石, 略受过扰动, 节理间距 1 ~ 3 m CSIR 记分 65, NGI 记分 10	$m = 0.7$ $s = 0.004$ $A = 0.369$ $B = 0.669$ $T = -0.006$	$m = 1.0$ $s = 0.004$ $A = 0.427$ $B = 0.683$ $T = -0.004$	$m = 1.5$ $s = 0.004$ $A = 0.501$ $B = 0.695$ $T = -0.003$	$m = 1.7$ $s = 0.004$ $A = 0.523$ $B = 0.698$ $T = -0.002$	$m = 2.5$ $s = 0.004$ $A = 0.603$ $B = 0.707$ $T = -0.002$

续表

质量一般的岩体 有几组中度风化的节理, 间距0.3~1 m CSIR记分44 NGI记分1.0	$m=0.14$ $s=0.0001$ $A=0.198$ $B=0.662$ $T=-0.0007$	$m=0.20$ $s=0.0001$ $A=0.234$ $B=0.675$ $T=-0.0005$	$m=0.30$ $s=0.0001$ $A=0.280$ $B=0.688$ $T=-0.0003$	$m=0.34$ $s=0.0001$ $A=0.295$ $B=0.691$ $T=-0.0003$	$m=0.50$ $s=0.0001$ $A=0.346$ $B=0.790$ $T=-0.0002$
劣质岩体 有许多风化节理, 间距30~500mm, 中夹有一些断层泥——洁净的度石 亦属于此类。 CSIR记分3, NGI记分0.01	$m=0.04$ $s=0.00001$ $A=0.115$ $B=0.648$ $T=-0.0002$	$m=0.05$ $s=0.00001$ $A=0.129$ $B=0.655$ $T=-0.0002$	$m=0.08$ $s=0.00001$ $A=0.162$ $B=0.672$ $T=-0.0001$	$m=0.09$ $s=0.00001$ $A=0.172$ $B=0.676$ $T=-0.0001$	$m=0.13$ $s=0.00001$ $A=0.203$ $B=0.686$ $T=-0.0001$
极劣质的岩体 大量强风化的节理, 间距小于50mm, 中夹断层泥——夹细颗粒的度石亦属 此类。 CSIR记分3, NGI记分0.01	$m=0.007$ $s=0$ $A=0.042$ $B=0.534$ $T=0$	$m=0.010$ $s=0$ $A=0.050$ $B=0.539$ $T=0$	$m=0.015$ $s=0$ $A=0.061$ $B=0.546$ $T=0$	$m=0.017$ $s=0$ $A=0.065$ $B=0.548$ $T=0$	$m=0.025$ $s=0$ $A=0.078$ $B=0.556$ $T=0$

1.6.6 岩体的声波测试

当物体受动载荷作用, 质点发生振动, 以波的形式向四周传播, 对弹性介质则产生弹性波, 弹性波是一种弹性应变在介质中的传播。波的最基本形式有二种, 即:

- (1) 纵波: 质点的振动方向与波的传播方向相同。
- (2) 横波: 质点的振动方向和波的传播方向垂直。

纵波和横波在弹性介质中的传播特性, 取决于介质的弹性参数和密度。同样, 若能测得波的传播特性, 则可以对介质的弹性性能做出相应的评价。利用这一原理, 测得岩块和岩体的弹性波后, 就可以计算出它们的弹性模量。

由于介质不同, 弹性波的传播速度也不同。各种岩石组成的物质和密度不同, 其弹性波的传播速度也差别很大。所以, 也可以根据波速不同对岩体进行分类。

岩体是个非均质的, 各向异性的并含有大量裂隙的不连续介质。当弹性波传播到两个异性的介质面时, 或碰到裂隙时, 弹性波将发生反射、折射、波形转换和各种因素的衰减等现象。因此用岩块的弹性波速度与岩体的弹性波速度相比较, 也可以分析出岩体的特征。

1.6.6.1 岩块声波参数

弹性波在结晶岩块中的传播速度见表 2-1-93。

1.6.6.2 岩体声波参数

在现场对岩体进行动弹性模量测试时, 根据测定范围的尺寸以及裂隙分布状况, 选择适当的换能器, 尽量采用穿透法, 测定岩体的纵波和横波传播速度, 然后根据下式, 计算岩体的动弹性模量 E_d 和泊松比 μ_d 。

$$E_d = \frac{\rho v_s^2 (3v_p^2 - 4v_s^2)}{v_p^2 - v_s^2} \quad (2-1-76)$$

弹性波在结晶岩块中的传播速度表 (Km/S)

表 2-1-93

岩 石	v_p	v_p	v_p	v_s	v_s	v_s	ρ_s/cm^3	n %
	平 均	最 小	最 大	平 均	最 小	最 大		
花 岗 岩								
黑云母、黑云母角闪石花岗岩	5.60	5.15	5.95	2.75	2.70	2.85	2.61	0.7
花岗片麻岩	5.70	5.85	6.0	2.75	2.70	2.85	2.63	0.9
微裂隙变质花岗岩	4.40	3.70	4.90	—	—	—	2.60	—
花岗岩闪长岩	5.95	5.70	6.10	—	—	—	2.67	0.9
石英闪长岩	6.10	5.60	6.10	—	—	—	2.70	1.0
正长岩、霞石正长岩	6.15	5.80	6.45	2.80	2.60	3.45	2.66	1.2
闪长岩、闪长片麻岩	6.20	5.95	6.50	2.95	2.65	3.40	2.80	1.4
辉长岩、苏长岩	6.75	6.10	7.40	3.35	2.70	3.65	2.97	0.9
辉长岩、苏长岩、霞石苏长岩	7.25	6.80	7.80	3.70	3.35	4.20	3.07	0.5
变辉长岩、变辉长苏长岩	6.60	5.90	7.15	2.80	2.70	3.05	2.95	0.5
辉绿岩、变辉绿岩、	6.40	6.25	6.85	—	—	—	3.02	0.6
超基性岩：								
辉石及微辉石	8.20	7.85	8.70	4.70	4.30	4.85	3.31	0.6
角闪岩化超基性岩	7.45	6.50	7.80	3.15	—	—	3.20	1.0
蛇纹岩化超基性岩	5.30	4.50	5.60	—	—	—	2.60	1.3
霓霞岩：								
淡色霓霞岩	6.05	5.80	6.45	3.05	2.70	4.05	2.89	0.2
中色霓霞岩	6.65	6.15	6.80	—	—	—	3.03	0.3
霓霞辉绿岩	6.25	5.80	6.90	—	—	—	2.91	0.6
黑云母片麻岩及黑云母角闪石	5.80	5.45	6.20	2.70	2.45	2.95	2.62	1.3
混合岩化片麻岩								
花岗片麻岩	5.65	5.0	6.10	2.80	2.60	3.05	2.68	1.3
斜长片麻岩	5.75	5.30	6.10	2.75	2.68	3.10	2.83	0.4
兰晶石辉黑云母片麻岩及石榴黑云母片麻岩	5.70	5.20	6.30	2.85	2.55	3.40	2.77	1.0
黑云母角闪石片麻岩及角闪石片麻岩	5.90	5.85	6.35	2.85	2.60	3.55	2.74	0.7
角 闪 岩	6.80	6.50	7.20	4.2	—	—	3.08	0.5
榴辉岩 (采自钻孔岩心)	—	8.0	8.4	—	—	—	—	—
榴辉岩 (采自露头)	8.9	6.6	7.3	—	—	—	3.38	0.9

注：是根据科拉半岛，乌克兰、哈萨克、外贝加尔等地钻孔岩心的榴辉岩标本测得的数据，每一类岩石标本的数量为16~25块不等，总数为2,500块。

$$\mu_d = \frac{v_p^2 - 2v_s^2}{2(v_p^2 - v_s^2)} \quad (2-1-77)$$

式中 E_d ——动弹性模量，Pa；

μ_d ——泊松比，

ρ ——容重， N/m^3 ；

v_p ——纵波速度， m/s ；

v_s ——横波速度， m/s 。

理想的弹性体，其动弹性模量 E_d 等于静弹性模量 E_s 。但岩石不是理想弹性体，二者之间有明显差异。岩石坚硬致密，其差异小，若岩石松软、粗糙则差异大。岩石和岩体的

表 2-1-94

几种岩块标本的动弹性参数测试结果表

岩样编号	岩样尺寸(cm)		岩性	纵波		横波		v_p/v_s	μ	容重 γ (g/cm ³)	动弹模 E ($\times 10^4$ Pa)	侧压模量 G ($\times 10^4$ Pa)	体积模量 K ($\times 10^4$ Pa)
	长度	直径		t_p (μ s)	v_p (m/s)	t_s (μ s)	v_s (m/s)						
2-8	11.2	9.3	白云质灰岩	20	5550	34	3390	1.68	0.23	2.71	73.5×10^4	30.2×10^4	45.5×10^4
2-6	11.5	9.3	白云质灰岩	18	6400	32	3600	1.78	0.27	2.75	91.0×10^4	35.5×10^4	46.2×10^4
2-4	12	9.2	白云质灰岩	20	6000	36	3330	1.80	0.277	2.70	77×10^4	29.94×10^4	57.29×10^4
2-5	14	9.3	白云质灰岩	22	6360	38	3680	1.73	0.249	2.69	90.9×10^4	35.42×10^4	60.14×10^4
1-2	8.7	7.5	大理岩化灰岩	17	5120	30	2900	1.76	0.26	2.84	57.6×10^4	22.7×10^4	39.6×10^4
1-5	13.6	9.3	大理岩化灰岩	23	5920	40	3400	1.74	0.25	2.67	79.3×10^4	31.5×10^4	53.4×10^4
1-7	14.6	9.4	大理岩化灰岩	26	5620	44	3325	1.70	0.24	2.67	72.8×10^4	30.5×10^4	44.8×10^4
1-1	10	7.4	大理岩化灰岩	16	6250	28	3675	1.75	0.27	2.71	86.7×10^4	35.3×10^4	59.5×10^4
4-1	11.35	.7	角砾灰岩	22	5150	42	2700	1.91	0.31	2.46	47.7×10^4	18.3×10^4	41.2×10^4
4-3	12	8.4	角砾灰岩	24	5000	44	2730	1.83	0.29	2.49	48.4×10^4	19.0×10^4	38.4×10^4
32	12.4	5.8	铜铁矿	22	5640	38	3260	1.73	0.25	2.28	74.0×10^4	29.9×10^4	48.9×10^4
33	12.4	5.9	铜铁矿	22	5600	38	3240	1.73	0.25	2.78	72.6×10^4	29.2×10^4	48.3×10^4
1	10	5	紫色砂岩	18.8	5325	32	3130	1.70	0.24	2.69	68.1×10^4	27.6×10^4	42.4×10^4
2	10	5	紫色砂岩	21	4770	34	2940	1.62	0.19	2.35	58.1×10^4	23.2×10^4	30.3×10^4
6	10	9.1	灰绿色砂岩	18	5500	36	2780	1.98	0.32	2.87	65.7×10^4	24.73×10^4	83.808×10^4
4	10	8.1	灰褐色砂岩	20	5000	38	2630	1.90	0.31	2.64	48.06×10^4	18.26×10^4	41.65×10^4
No11-1	13.1	9.1	紫红色页岩	28	4670	46	2850	1.64	0.206	2.89	56.8×10^4	23.47×10^4	30.73×10^4
No112	13.55	9.1	紫红色页岩	27.8	4880	45.6	2970	1.64	0.21	2.81	56.0×10^4	24.18×10^4	33.86×10^4

动、静弹模量之间有一定的统计规律,如图2-1-99所示,为几种试件的动、静弹模量关系曲线。

几种岩块标本的动弹性参数实测结果,见表2-1-94。

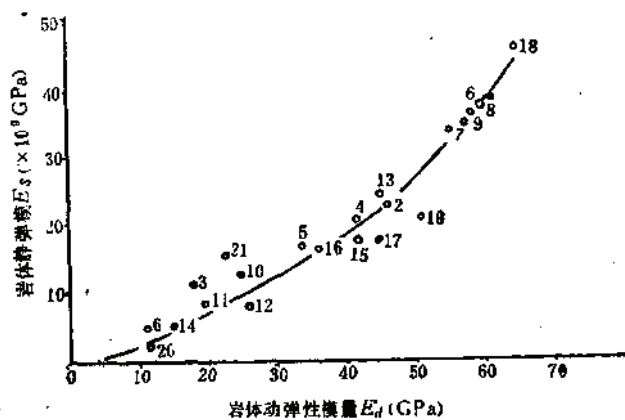


图2-1-99 岩体动、静弹模对比

第二章 露天矿边坡设计

编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

北京有色冶金设计研究总院

编写人 叶学科 贾魁武 祝建荣

2.1 影响边坡稳定性的主要因素及设计基础资料

2.1.1 影响边坡稳定性的主要因素

2.1.1.1 岩性

岩性包括岩石的化学水理和物理力学性质。岩石在饱和水条件下的力学强度是影响边坡稳定的重要因素；在坚硬和半坚硬的岩石中，岩性对边坡的稳定性影响不是最主要的，富含亲水性、膨胀性、崩解性矿物的岩层，则容易软化、泥化，可明显降低滑面处岩石的抗剪强度。

2.1.1.2 地质构造

地质构造因素，包括区域构造特点、边坡地段的褶皱形态、岩层产状、断层和节理裂隙发育特征以及区域新构造运动活动特点等。地质构造对边坡稳定，特别是对岩质边坡稳定的影响是十分明显的。

2.1.1.3 岩体结构

岩体结构包括两个因素，即结构面和结构体。结构面是指岩石物质分界面及不连续面，具有一定方向、一定规模、一定形态和特性的面、缝、层、带状的各种地质界面。结构为面一般分五级，见表2-2-1。结构体是由不同产状的各种结构面组合起来，将岩体切割单元块体而成的。岩体结构主要是指结构面和岩块的特性以及它们之间的排列组合。岩体结构类型及其特征见表2-1-84、表2-1-85。影响边坡稳定的岩体结构因素主要包括下列几方面：

1. 结构面的倾向和倾角

一般来说，同向边坡（结构面倾向与边坡倾向一致）的稳定性较反向边坡差；在同向边坡中结构面倾角小于边坡角为不稳定型边坡。

2. 结构面的走向

当结构面倾向和走向与坡面平行或两者走向夹角很小时，整个坡面都具有临空自由滑动的条件。因此，对边坡的稳定最为不利。结构面走向与边坡走向夹角愈大，对边坡的稳定愈有利。

3. 结构面的组数和数量

结构面分级

表 2-2-1

结构面名称		规 模		地 质 类 型	工程地质问题
		长	宽		
I	区域性巨型地质结构面	数十公里	数米以上	深 断 层 大 断 层	区域稳定性 山体稳定性 岩体稳定性
II	工程区大型地质结构面	数百米到数千米	1~5 m	断层、不整合、假整合面、 大型侵入岩、软弱夹层	山体稳定性 岩体稳定性
III	岩体中型结构面	数百米	< 1 m	除上述外, 泥化夹层, 构造错动面剪切面、风化夹层	岩体稳定性
IV	岩体小型结构面	数米到数十米	< 0.1 m	节理、层面、片理、劈理、 风化卸荷裂隙、裂隙 夹层	岩体稳定性影响岩体的强度和变形性能
V	微型结构面	数米以内	隐 蔽	小节理、劈理、微节理、 不发育的片理、层理	影响岩块的力学性质

结构面的组数和数量, 直接影响被切割岩块的大小, 它不仅影响边坡的稳定性, 也影响边坡变形破坏的形式; 同时为地下水的活动提供了条件, 而地下水的活动对边坡的稳定性是很不利的。

4. 结构面的连续性

在边坡稳定计算中, 是把结构面假定为连续的, 而实际情况往往并非如此, 所以解决实际工程问题时, 应认真研究结构面的连续性。

5. 结构面的起伏差和表面性质

在结构面上正应力低的情况下, 起伏差使有效摩擦角增大; 正应力过大, 在滑动过程中不允许因为爬坡而产生岩体的隆胀时, 则出现滑动的条件必须是剪断结构面上互相咬合的起伏岩石, 因而结构面的抗剪性能大为提高。因此, 必须注意研究结构面的起伏情况, 以便正确选用结构面的抗剪强度。如果结构面上充填的软弱物质的厚度大于起伏差的高度时, 就应当以软弱充填物的抗剪强度为计算依据。

6. 软弱结构面

软弱结构面主要指岩体结构面充填有一定厚度的抗剪强度低、可变形性大的软弱充填物质或地质形成的软弱夹层, 是岩体中最薄弱的环节, 是控制岩体变形破坏的关键。岩体浸水后, 软弱面的软化系数明显下降, 例如, 新鲜闪长岩体软化系数为0.7~0.8, 而其中断层带只有0.3~0.5, 如在长期渗压水流作用下, 内摩擦系数常常降为0.2以下。

2.1.1.4 水的作用

水对边坡的稳定性有显著影响。处于水下的透水边坡将承受水的浮托力作用; 不透水的边坡坡面将承受静水压力; 充水的张开裂隙将承受裂隙水压力的作用; 地下水的渗透流动, 将对坡体产生动水压力。另一方面, 水对边坡岩体将产生软化作用。水流的冲刷也直接对边坡产生破坏。

2.1.1.5 其它因素

地震、大规模爆破和机械振动都可能引起边坡应力的瞬时变化,长期的开采爆破也可以使岩体产生疲劳效应;地应力也是控制边坡岩体节理裂隙发育及边坡变形特征的重要因素;边坡高度、长度、平面和剖面形态、边坡的临空条件以及生产管理、气候条件、风化作用、植物生长等都会影响边坡的稳定。

2.1.2 边坡工程设计对地质勘探的要求

在矿床地质勘探阶段要尽量为露天矿边坡设计提供资料。

2.1.2.1 边坡工程地质资料

(1)对区域构造状况和矿区的构造特点,要进行深入的调查和详细的描述,尽可能作出定量的分析。

(2)勘探要适当满足岩土工程的要求,侧重研究岩心的强度、结构面的产状和充填物等。要选择几个有代表性的钻孔,进行重点研究;特别要注意延长下盘边坡部位围岩中的钻孔深度和上盘边坡处的补孔问题,这些地方都是构成最终边帮的岩体,是边坡工程研究的重点。

(3)为了准确、全面地观测和分析结构面,尤其是与边坡走向平行的同倾向的软弱结构面的性质,应结合探矿工程,选择适当部位布置坑探。

(4)对岩心记录,地表露头 and 坑探的描述,要注意倾角与边坡一致的结构面,特别是软弱结构面的详细描述,要分析岩石风化强度及其变化,尤其是沿结构面的风化深度和性质。

(5)对需要观测的边坡部位,应尽量采用金刚石钻头钻进,以便采集连续的定向岩心,满足工程地质的要求。

(6)有选择地保留若干钻孔的全部岩心。

2.1.2.2 边坡水文地质资料

(1)要搜集气象资料、降水量、地下水位、涌水深度及连续程度、水压力、各种岩石的代表性渗透系数、地下水的补给和排泄条件等资料。

(2)查明边坡部位的含水层厚度、富水性、渗透性、涌水量、含水层和隔水层与地表水系之间的水力联系,断层破碎带的含水性、渗透性及其与各含水层之间的水力联系。

(3)选择若干钻孔安设水压计,用以观测水压或岩层渗透性,并做好记录。

(4)选留水压观测或边坡岩移监测用的钻孔,保留孔口套管,加盖做标记,并标在图上。为使钻孔能在以后可供监测和试验用,可将塑料管放入孔中。

(5)钻孔抽水试验,最好能选在露天矿的边帮部位。

2.1.2.3 边坡岩石力学性质资料

(1)对不同岩石,特别是构成最终边帮的岩石进行强度测定,取得粘结力和内摩擦角等试验数据。

(2)对试样的采取要考虑边帮岩体的分布位置和岩性的代表性,也要考虑到软弱夹层、破碎带、节理裂隙发育程度、风化程度等试样的测定。

2.1.2.4 要求提供的地质勘探阶段附表及附图

1.附表

岩土特征综合表;断层、岩脉特征表;节理裂隙特征表;工程地质分区特征及评价

表;水文地质特征表。

2.附图

矿区工程、水文地质平面及剖面图;工程地质分区平面及剖面图实测材料(含节理裂隙调查点布置)平面图;结构面极点图及极点等密线图;赤平极射投影图;钻孔柱状图;钻孔水位、泉水水位及等压线图;地下水系图;排泄区及地表水关系图。

2.1.3 边坡工程设计需要收集的基础资料

2.1.3.1 地质勘探资料

通过钻孔、槽探、井探和硃探资料,地质地形图、剖面图等重点了解区域地层、岩性和构造资料。搜集地面水体、泉眼中的水位,汇水面积,气象、降水量和地震等资料;有时要搜集航空和卫星照片资料。根据照片,特别是大于1:5万的航空照片,可以判断和解释山坡的稳定状况;利用航空照片和卫星照片可以发现大的线性构造、天然不稳定边坡、测定大型结构面的延伸长度、平行断层的间距、估计其走向和倾角;研究区域的地貌单元、地表排泄流(河流、水流、湖泊等)和地下水条件的地表迹象(泉水、沼泽地,干旱地带等),可能指示地下水或地质变化的植被。

2.1.3.2 矿山周围已被工程揭露的岩体资料

如公路开挖、采石场、地面和地下工程等资料。研究这些资料,可以了解露天采场所处的一般自然条件,包括特定的气候条件,地震烈度、典型的风化带,具体的岩石类型,主要的断裂带及区域层系总的走向等。

2.1.3.3 构造地质资料

1.岩石类型资料

圈出岩石类型的界线,并按估计的强度加以分级。圈出蚀变带、风化带、溶蚀带和密集的节理化地带,以便确定边坡是否能切穿岩石而破坏。描述岩石特性。

2.主要结构面资料

主要结构面是指对区域构造起控制作用的断裂带、断层、层间错动、接触破碎带,风化夹层和延展性强而宽度有限的区域性地质界面,如不整合面,原生软弱夹层等。它是边坡稳定研究的重点。

一般对主要结构面了解的重点是:

结构面的产状、形态、物质成分及其变化趋势和规律;水文地质条件及泥化趋势;结构面的组合情况,弄清切割面和滑动面,进而分析可能滑动的岩体。

通过充填物、含水量和起伏性的了解,将结构面可能的抗剪强度加以注解,以备修正试验数据时作为依据。特别是对断裂带和断层的研究尤为重要,不但要重视破碎带的物质组成,对断层泥分布特点的研究更应注意。一般在构造作用下,形成由细颗粒所构成的粘土岩呈层状分布,其本身隔水性能强,但遇水泥化。膨胀将造成严重的灾害;大量事实证明,这层粘土岩就是潜在的滑动面,资料搜集中应给予充分注意。

如果矿山地质图和剖面图包含的内容和深度不足,应按追踪法对个别主要结构面进行补测。从各方面搜集来的资料,要加以分析,分清哪些主要结构面是影响边坡稳定的,哪些会成为潜在不稳定的根源,哪些对地下水和矿岩分布起控制作用,对起重要作用的主结构面应分别作出稳定性分析。获得充分的资料,要编制特定的勘探和试验计划。

3.次要结构面资料

次要结构面主要是指岩体中断续分布的裂隙,主要是节理,亦包括层面、片理、原生冷凝节理和劈理、线理、层理等。这种结构面在岩体中是普遍地、大量地存在着,这些节理的发育,往往受主要结构面所制约。这种结构面不仅破坏了岩体的完整性,直接影响岩体的力学性质和应力分布状态,而且在很大程度上影响岩体的破坏方式。

次要结构面调查研究的重点是:

结构面的密度,它表征着岩体的完整性;结构面的产状及其变化,发育的组数,它关系到结构体的形态,彼此的排列组合方式;结构体的研究,包括结构面的形态、起伏度、充填物质的成分、厚度、物理状态和水理性质等;结构面的特性直接影响岩体的抗剪强度。根据上述提出优势结构面的产状。可以利用各类露头条件进行调查和量测,以获得各构造区内关于构造特性方面的更详细资料,可选择有代表性的节理组作试验,测定次要结构面的强度特性。

2.1.3.4 岩石力学性质的测定资料

可取岩心试样或不规则试样,其数量应符合不同类型试验的规程规范的要求。

测定岩石、结构面和覆盖层的强度指标。为测定结构面抗剪强度而设计的试验方法,必须考虑到其不同结构面的表面特性,即充填物、被覆层、粗糙度等。边坡扇形区的稳定性,几乎完全取决于危险方向结构面的抗剪阻力,这点必须给予充分注意。

2.1.3.5 地下水资料

搜集地下水位、涌水深度、涌水连续性、水压力,特别是推断的承压含水层中的地下水压力,各种岩石的代表性渗透系数等资料。

应根据水文地质条件的复杂程度,对地下水影响边坡稳定的程度,作出初步稳定性评价。要进行现场踏勘和必要的测绘工作,以便核实和补充搜集的资料,并从岩土工程的角度,在野外取得实际的认识。

资料搜集的重点应在初步圈定的采场范围内进行,特别要注重有可能出现稳定性问题的地段。

2.1.3.6 矿体下盘钻孔资料

对于倾斜和缓倾斜层状矿床,矿体下盘往往构成最终边帮,所以应对下盘钻孔取得的资料进行广泛而深入的研究。

2.1.3.7 地震资料

如果矿区位于强震区,应收集地震方面的资料。

2.1.3.8 矿区自然边坡资料

应进行自然边坡调查,按矿区地形特征划分自然边坡状态;查明自然边坡结构类型;按区段、高程及不同自然边坡结构类型,分别统计自然边坡角。进行自然边坡稳定性分析及评价。

若地质勘探区域内有自然滑坡,则需进行滑坡状态调查,滑坡机理分析及滑坡后岩体强度指标反算。

2.1.4 岩石的物理力学性质指标

岩石的物理力学性质指标是边坡的稳定性计算的基本参数和重要依据。应根据工程地质划分的扇形区及各区的边坡变形破坏特点,选取与之有关的试样进行力学试验,测定岩石及软弱夹层物理力学性质指标。

岩石及软弱夹层的物理性质指标详见表 2-1-35, 表 2-1-36, 表 2-1-67 至表 2-1-69。

岩石及软弱夹层的力学性质指标见表 2-1-43~表 2-1-58。

2.2 边坡稳定分析与计算

2.2.1 矿区地质和采矿技术条件分析

2.2.1.1 矿区地质条件分析

主要是对边坡岩体结构的稳定性分析和地下水的影响分析以及影响边坡稳定的主要因素的敏感度分析。

1. 岩体结构稳定性分析

判断边坡岩体结构稳定的方法是以结构面与边坡面在空间的组合关系为依据, 借助于赤平极射投影方法进行图解分析。

结构面与边坡面组合关系: 单一结构面或两组结构面或两组以上结构面与边坡面结合。

1) 单一结构面与边坡面组合

边坡岩体结构稳定性可由边坡角 (β) 与结构面倾角 (α) 的关系来判断。

当结构面走向、倾向与边坡面走向、倾向均一致时的顺向边坡: $\alpha > \beta$ 时为稳定型边坡, 如图 2-2-1 中 DN_1D 即 C_1 ; $\alpha = \beta$ 时为基本稳定型边坡, 如图 2-2-1 中 DND 即 C_2 ; $\alpha < \beta$ 时为不稳定型边坡, 如图 2-2-1 中 DN_2D 即 C_3 。

当结构面走向与边坡走向一致, 但倾向相反的反向边坡时, 为最稳定型边坡, 如图 2-2-1 中 DN_3D 即 C_4 。

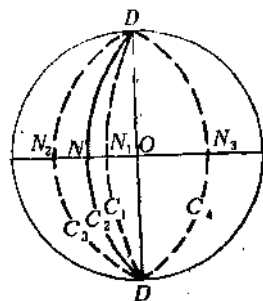


图 2-2-1 赤平极射投影图
实线弧—边坡面; 虚线弧—结构面

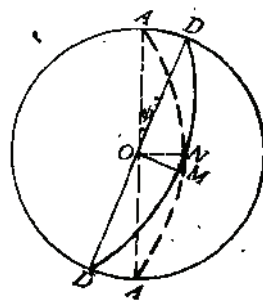


图 2-2-2 赤平极射投影图
实线弧—边坡面; 虚线弧—结构面

当结构面走向与边坡走向斜交时, 如图 2-2-2 中的 DMD 及 ANA 。边坡稳定性决定于二者交角 (φ) 的大小和结构面倾角与边坡角大小的关系。若结构面走向与边坡走向夹角 (φ) 愈小, 或结构面倾角愈小, 则稳定边坡角 (β) 愈小。

2) 两组结构面与边坡面组合

组合形式有两种

(1) 组合交线的倾向与边坡倾向一致, 或两者夹角很小的斜交, 则当组合交线的倾角大于边坡角, 为稳定型边坡, 如图 2-2-3 a; 当组合交线的倾角小于边坡角, 为不稳定型边坡, 如图 2-2-3 b。

(2) 组合交线倾向与边坡倾向相反, 为最稳定型边坡, 如图 2-2-3 c。

3) 三组或多组结构面与边坡面结合。

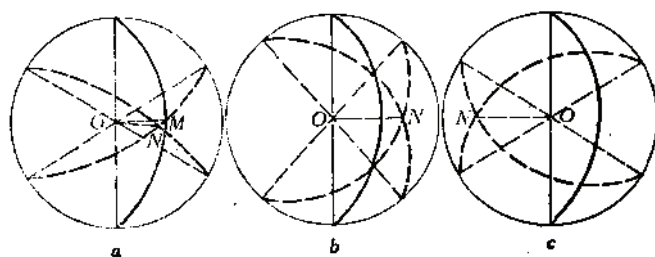


图 2-2-3 赤平极射投影图
a—稳定性边坡; b—不稳定性边坡; c—最稳定边坡

赤平投影作图方法与两组结构面的情况一样, 所不同的是组合交线的交点增多了。无论交点有多少, 但其中有不影响边坡稳定性的, 有影响明显的。所以分析边坡岩体结构稳定性时, 应选择最不利的交点进行分析。

2. 地下水影响分析

主要分析静水压力作用以及水的存在对岩体强度的降低。

在边坡岩体中的滑面上或张裂隙中存在地下水时, 由 2.2.3.2 中公式 (2-2-3) 可见静水压力 (水对滑体的浮托力或水平推力) 作用使滑面上抗滑力减少和下滑力增加。

地下水存在对岩体抗剪强度的降低, 见表 2-2-2。

地下水对岩体强度的影响

表 2-2-2

岩 性	天然含水状态		饱 和 状 态	
	$C (\times 10^5 \text{ Pa})$	$\phi (^{\circ})$	$C (\times 10^5 \text{ Pa})$	$\phi (^{\circ})$
破碎泥质页岩	0.68	30	0.09	< 20

3. 边坡稳定敏感度分析

其方法是对影响边坡稳定的诸因素, 每次只作一种因素分析, 而其它因素均取常数, 图 2-2-4 为不同疏干条件下水对边坡稳定的敏感度分析的参数关系, 设计时尚应作不疏干放缓边坡角增加剥岩量与用疏干提高边坡角而增加疏干费用的比较。

2.2.1.2 采矿技术条件分析

1. 边坡几何形状分析

边坡平面形状就整体来说有近似长方形、圆形、椭圆形或不规则形状,就部分来说有凹形和凸形,如图 2-2-5。

当边坡形状向坡体凹进时,边坡岩体处于两向受压状态(图 2-2-5),边坡较为稳定;当边坡形状向采场突出时,边坡体内出现拉应力,由于岩石的抗拉强度很低,故边坡不稳定。设计边坡时应尽量避免边坡形状有突出部分。

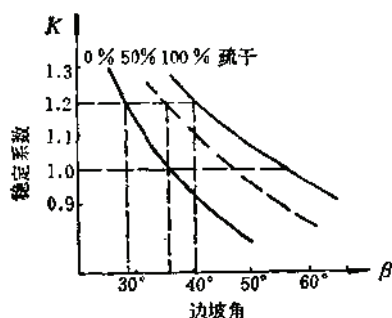


图 2-2-4 不同疏干条件的边坡角与稳定系数关系

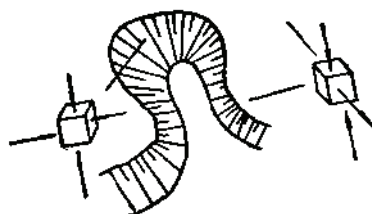


图 2-2-5 边坡平面形状及受力状态

2. 爆破震动力分析

临近边坡爆破对边坡岩体的破坏程度取决于一次爆破最大段药量和爆破震动速度。由表 2-2-3 可知,一般一次爆破最大一段药量 $Q \leq 700\text{kg}$; 爆破中心离坡脚 10~20m 处的震动速度 (v) 一般为 22~35cm/s。

海南铁矿、大冶铁矿,行洛坑钨矿和把关河石灰石矿等生产矿山的临近边坡一次爆破允许药量和爆破震动速度以及爆破离坡脚距离见表 2-2-3。

爆破震动影响边坡稳定,可使边坡稳定系数降低 5~10%。

设计中进行边坡稳定计算时,要考虑爆破震动力对边坡稳定的影响。爆破震动力一般根据爆破震动实测数据确定;在缺乏实测资料的情况下,也可按岩体质量的 10~15% 计算。

爆破震动力 F 可按式 (2-2-1) 计算

$$F = \beta_0 K_c W \quad (2-2-1)$$

一些生产矿山的最大段爆破药量、允许震动速度等有关指标

表 2-2-3

项 目	海南铁矿		大冶铁矿			行洛坑钨矿	把关河石灰石矿
岩性或边坡类型	坚硬岩石	软弱岩石	稳定性差地段	中等稳定地段	稳定好的地段	黑云母花岗岩, 变质粉砂岩	石灰岩

续表

项 目	海南铁矿		大冶铁矿			行楷坑铁矿	把关门石灰石矿
爆破离坡脚距离(m)	12~15		10~15			20	10
允许最大段药量(kg)	600	310~360	700~1000			400	700
允许震动速度(cm/s)	30	22	22	28	35	30	

$$K_c = \frac{a}{g}$$

$$a = 2\pi fV$$

$$V = K \left(\frac{3\sqrt{Q}}{R} \right)^\alpha$$

式中 β_a ——爆破动力系数, $\beta_a = 0.1 \sim 0.3$;

K_c ——地震系数;

W ——岩体重量, 10^4N ;

a ——质点震动最大加速度, cm/s^2 ;

g ——重力加速度, 980cm/s^2 ;

f ——质点震动优势频率, s^{-1} (爆破中实测);

V ——质点震动最大速度, cm/s ;

K ——决定于岩石性质、爆破参数和爆破方法的系数 (据实测数据换算);

α ——爆破地震波随距离衰减指数 (根据实测数据换算);

Q ——最大段爆破药量, 以 kg 计量的值;

R ——测点致爆破中心距离, 以 m 计量的值。

2.2.2 矿区工程地质分区及稳定性评价

2.2.2.1 分区原则

矿区工程地质分区, 应根据边坡体的地层岩性、结构面特征、岩体结构和水文地质条件等, 结合边坡体破坏类型、边坡特征和工业设施布置综合考虑。

2.2.2.2 分区稳定性评价

评价内容包括分区位置和地形、地层岩性、结构面特征 (类型、性质、分布和几何形状)、岩体结构、边坡特征、水文地质条件和工程地质 (边坡) 稳定性评价。例如海南铁矿工程地质分区及稳定性评价见图 2-2-6 及表 2-2-4。

2.2.3 边坡稳定性计算

边坡稳定性计算方法一般有三种, 即极限平衡法、有限单元法和概率统计分析法。在边坡稳定计算中, 岩体力学性质指标是基本、重要的参数, 因此需要正确合理地选取。

2.2.3.1 岩体力学指标的确定

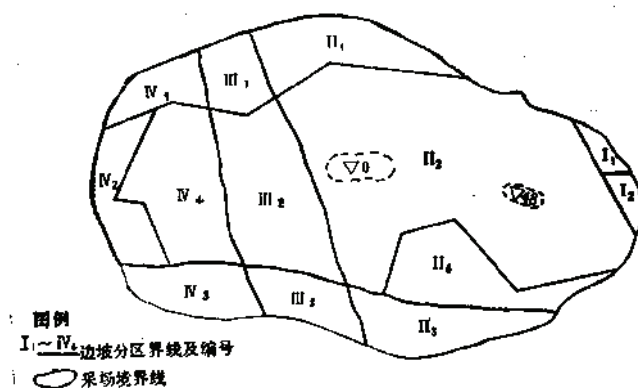


图 2-2-6 海南铁矿边坡分区图

图注：I~IV—边坡工程地质分区编号

1. 确定原则

经由不同类型力学试验所获得的岩石力学指标，不能为边坡稳定性计算直接采用，要考虑影响岩体力学性质的诸因素（如岩性、结构面、地下水、爆破震动和时间效应等），与类型相近的岩石或岩石试验指标进行类比，并据具体条件综合分析，加上实际经验判断确定。

对于经滑坡体反分析或自然边坡调查分析求得的岩体强度指标，一般可直接采用，或对比使用。

2. 岩石试验指标的弱化

岩体的强度远小于岩块的强度，其减弱程度主要与不连续面发育程度有关。根据边坡岩体不连续面的密度，可以对岩石的力学指标进行弱化，即将岩块的试验指标用1.6节的经验公式及表 2-1-90、表 2-1-91 的参数换算成岩体指标。

岩石物理力学指标详见本篇1.4、1.5、1.6节有关表。

2.2.3.2 极限平衡算法

极限平衡算法是根据滑动面上的抗滑力与下滑力之比计算出稳定系数，判析其稳定性。这类计算方法按边坡滑坡模式为：平面形、圆弧形和楔形体形算法，还有计算图法。

1. 平面形算法

1) 判别准则和要求

构成平面形滑坡条件为：滑坡走向和倾向须与边坡面走向和倾向一致，即滑面具有顺坡面方向；滑面倾角 α 应小于边坡角 β 而大于滑面内摩擦角 ϕ ；滑面须在坡脚处出露于坡面上，两侧面应脱离。

此类型滑坡当边坡有张裂隙存在时，则需考虑张裂隙存在的位置。

2) 边坡稳定性系数计算

此类型滑坡，有边坡上无张裂隙和有张裂隙两种情况，如图 2-2-7、图 2-2-8 和图 2-2-9 所示。

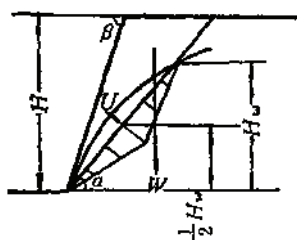


图 2-2-7 坡体内无张裂隙边坡几何要素

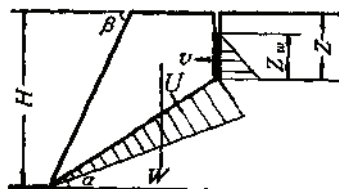


图 2-2-8 坡面上有张裂隙边坡几何要素

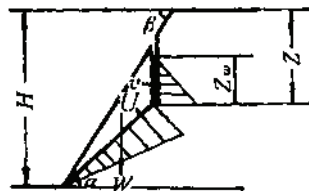


图 2-2-9 坡面上有张裂隙边坡几何要素

(1) 稳定系数计算

当边坡体内无张裂隙，但滑动面上充水时（如图 2-2-7），稳定系数 K 值可用公式（2-2-2）计算

$$K = \frac{(W \cos \alpha - U) \tan \varphi + C A}{W \sin \alpha} \quad (2-2-2)$$

当边坡体内存有不同位置 and 不同深度的张裂隙以及张裂隙不同充水深度的条件下（如图 2-2-8，图 2-2-9），稳定系数可用公式（2-2-3）计算。

$$K = \frac{W \cos \alpha - U - V \sin \alpha \tan \varphi + C A}{W \sin \alpha + V \cos \alpha} \quad (2-2-3)$$

(2) 参数计算

坡体内无张裂隙时：

$$A = H \csc \alpha$$

$$U = \frac{1}{4} \gamma_w H w^2$$

参见图 2-2-7；

$$W = \frac{\gamma H^2}{2} (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta)$$

参见图 2-2-7。

边坡上有张裂隙时：

$$A = (H - Z) \csc \alpha$$

$$U = \frac{1}{2} \gamma_w Z_w (H - Z) \csc \alpha$$

$$V = \frac{1}{2} \gamma_w Z_w^2$$

$$W = \frac{1}{2} \gamma H^2 \{ [1 - (Z/H)^2] \operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta \}$$

参见图 2-2-8；

$$W = \frac{1}{2} \gamma H^2 \{ (1 - (Z/H)^2 \operatorname{ctg} \alpha (\operatorname{ctg} \alpha \operatorname{ctg} \beta - 1) \}$$

参见图 2-2-9。

式中 H ——边坡高度, m;

H_w ——滑面上水压高度, m;

Z ——张裂隙深度, m;

Z_w ——充水张裂隙深度, m;

A ——滑面面积, m^2 ;

V ——水平静水压力, $\times 10^4 \text{N}$;

U ——水的浮托力, $\times 10^4 \text{N}$;

W ——滑体自重, $\times 10^4 \text{N}$;

C ——岩体粘结力, $\times 10^4 \text{Pa}$;

ϕ ——岩体内摩擦角, $(^\circ)$;

β ——边坡角, $(^\circ)$;

α ——滑面倾角, $(^\circ)$;

γ ——岩体容重, 以 $10^4 \text{N}/\text{m}^3$ 计;

γ_w ——水的容重, 以 $10^4 \text{N}/\text{m}^3$ 计。

3) 算例 (摘自《岩石边坡工程》)

坡体内无张裂隙, 但滑动面上充水 (图 2-2-7)。

已知条件: $H = 60 \text{m}$; $HW = 40 \text{m}$; $C = 10 \times 10^4 \text{Pa}$; $\phi = 35^\circ$; $\beta = 50^\circ$; $\alpha = 35^\circ$; $\gamma = 2.6 \times 10^4 \text{N}/\text{m}^3$; $\gamma_w = 1 \times 10^4 \text{N}/\text{m}^3$ 。

稳定系数计算结果: $K = 1.35$

2. 圆弧形算法

1) 判别准则和要求

判定圆弧形滑坡的条件为: 均质松散介质, 包含多组产状各异的节理及风化破碎岩体。

2) 边坡稳定系数计算

(1) 滑动面位置的确定

弗先柯 (ФИСЕНКО·Г·П) 作图法: 根据 $H_{00} = \frac{2C}{\gamma} \operatorname{ctg} (45^\circ - \frac{\phi}{2})$ 计算张裂隙

高度, 过坡顶 B 点, 取垂线 $BF = H_{00}$, 过 F 点以与水平线 FC 成 $(45^\circ + \frac{\phi}{2})$ 角作直线 FE ,

过坡脚 A 点以与水平线成 $i = \frac{1}{2}(\beta + \phi)$ 角作直线 AK 交 FE 于 K 点, 再过 A 点作 AG 使与

AB 成 $(45^\circ - \frac{\phi}{2})$ 角, 作 AK 的中垂线, 过 A 点作 AG 线的垂线, 并与上述中垂线相交于

O 点, O 点即为所求的滑动弧 AK 的圆心, 如图 2-2-10。

霍克 (E·Hoek) 曲线法①: 用内摩擦角 ϕ 与边坡角度 β 和高度 H 查曲线图 求出滑

① E·Hoek I·Bray 著, 卢世宗等译《岩石边坡工程》, P.171, 172, 图106, 107, 冶金工业出版社, 1983年。

动弧圆心。

用试算法确定滑动面位置：取弧长 L （如 $\widehat{AC}$ 或 $\widehat{AD}$ 等）与滑坡体最大厚度 d 之比值等于7，作若干圆弧（一般作5条，见图2-2-11），然后分别进行稳定性计算，取稳定性系数值最小者。

（2）稳定系数计算

圆弧形滑坡条块法计算是先根据所确定的滑动面位置，将滑坡体划分成若干个垂直条块，如图2-2-12，然后按分条块逐个进行的。

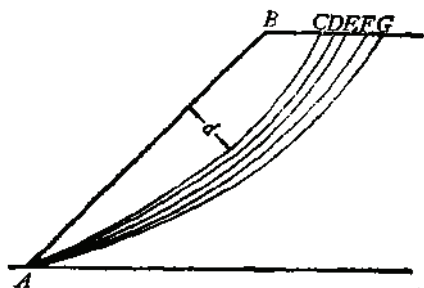
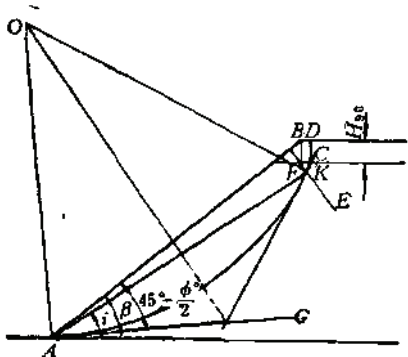


图2-2-10 弗先柯(ФИСЕНКО, Г. П.)临界滑面位置 图2-2-11 按试算法确定临界滑面位置

稳定系数可用公式(2-2-4)、(2-2-5)及公式(2-2-6)计算。

$$K_1 = \frac{\sum W_i \cos \alpha_i \tan \phi_i + C_i L_i}{\sum W_i \sin \alpha_i} \quad (2-2-4)$$

$$KD = \frac{1}{D_n} \quad (2-2-5)$$

$$1 + \sum W_i \cos \alpha_i \tan \phi_i + \sum C_i L_i + D_{i-1} \sin(\alpha_{i-1} - \alpha_i) \tan \phi_i$$

$D_i = W_i \sin \alpha_i - W_i \cos \alpha_i \tan \phi_i - C_i L_i + D_{i-1} \cos(\alpha_{i-1} - \alpha_i) - D_{i-1} \sin(\alpha_{i-1} - \alpha_i) \tan \phi_i$
 $\tan \phi_i$ D_n 的计算与 D_i 同。

式中 i ——条块编号；

D_i ——第 i 条块余推力， 10^4 N ；

D_n ——最后条块余推力， 10^4 N ；

W_i ——第 i 条块重力， 10^4 N ；

L_i ——第 i 条块滑面面积， m^2 ；

C_i ——第 i 条块粘聚力， 10^4 Pa ；

ϕ_i ——第 i 条块内摩擦角， $(^\circ)$ ；

α_i ——第 i 条块滑面倾角， $(^\circ)$ ；

其余符号同前。

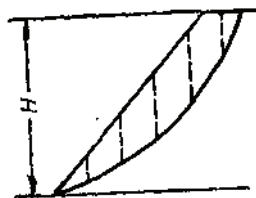


图2-2-12 滑体垂直条块划分

$$K_B = \frac{\sum (C_i \Delta X_i + (W_i - U) \tan \phi_i) \frac{\sec^2 \alpha_i}{1 + (\tan \phi_i \tan \alpha_i) / K_B}}{\sum W_i \tan \alpha_i} \quad (2-2-6)$$

式中 ΔX_i ——第*i*条块滑面面积, m^2 ,

$$\Delta X_i = L_i \cos \alpha_i;$$

$\bar{U}_i$ ——第*i*条块水的浮托力, $\times 10^4 \text{N}$

$$\bar{U}_i = U_i \cos \alpha_i;$$

其余符号同前。

萨尔玛 (SARMA) 算法^①:

该方法能适用于圆弧型、非圆弧型和平面型滑坡的边坡稳定计算; 条块划分无须侧面垂直, 可根据结构面产状倾斜分条; 不同条块侧面和底面允许赋予不同的剪切强度参数值。

用该方法分析边坡稳定性, 对边坡破坏机制和条块划分等都较接近实际, 其计算 (计算公式略) 要迭代, 可编电算程序完成。

当边坡体内有不同地下水流条件时, (图 2-2-13), 可用计算图 (图 2-2-14 A、B、C、D、E) 求得稳定系数 K 值。其计算步骤: 第一, 根据地下水流条件, 用图

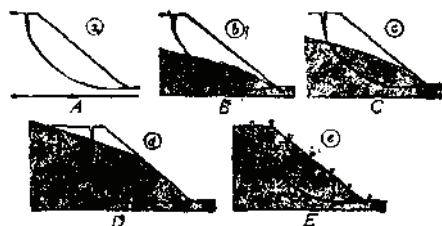


图 2-2-13 地下水流条件图

A~E—计算图号; a—完全疏干的边坡; b—地表水源在坡脚后方的距离为坡高的 8 倍; c—地表水源在坡脚后方的距离为坡高的 4 倍; d—地表水源在坡脚后方的距离为坡高的 2 倍; e—有大量地表水补给的饱和边坡;

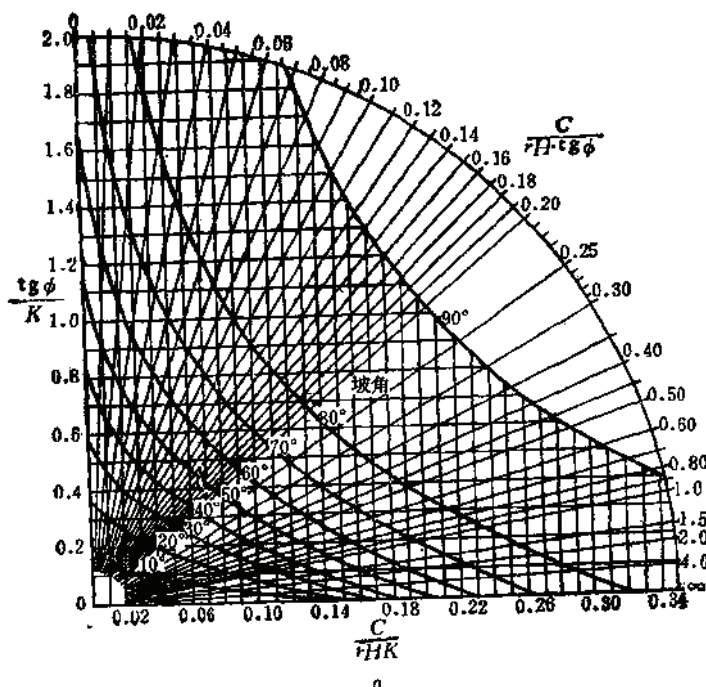


图 2-2-14a 圆弧破坏算图a

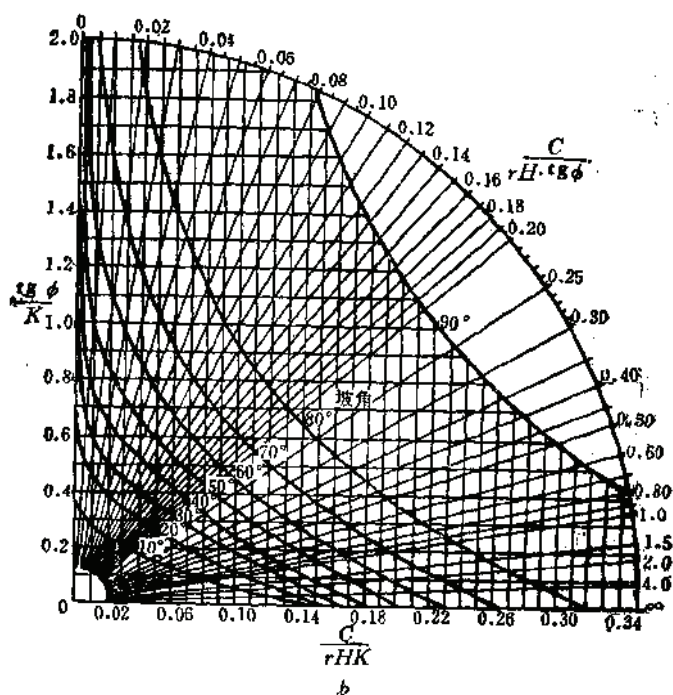


图 2-2-14b 圆弧破坏算图b

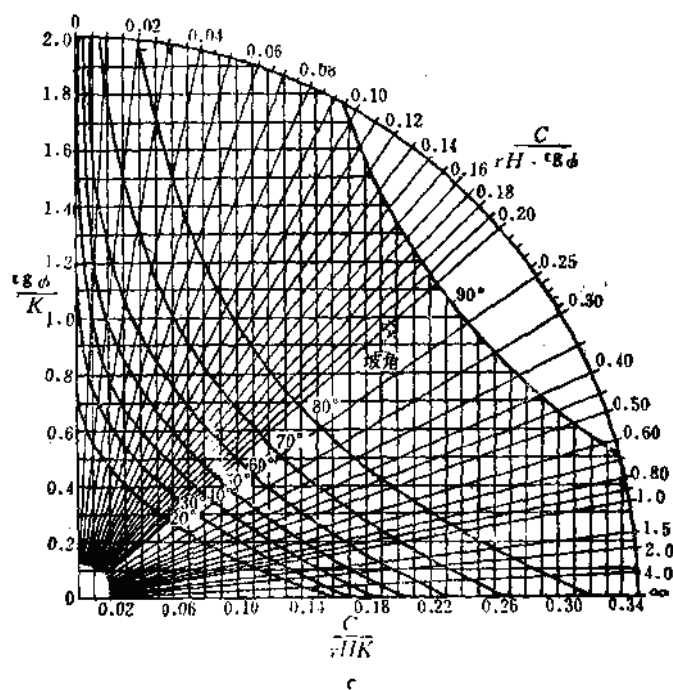


图 2-2-14c 圆弧破坏算图c

2-2-13选择相应的计算图号,第二,计算无量纲比值: $C/\gamma H \tan \phi$ (在计算图外圆标度上查到该值);第三,以第二步查到的数值为起点,沿径向线找到它和对应于所考虑的坡角曲线的交点;第四,用查出的 $\tan \phi/K$ 或 $C/\gamma HK$ 的对应值,便可计算出稳定系数 K 值。

3) 计算实例

(1) 例一(海南铁矿)

已知条件:

$H=67\text{m}$; $\beta=32^\circ$; 岩体强度指标双透辉岩: $C=1.5 \times 10^5 \text{Pa}$; $\phi=36^\circ 36'$; 铁矿: $C=0.15 \times 10^5 \text{Pa}$; $\phi=40^\circ 07'$; 岩体容重, 双透辉岩 $\gamma=2 \times 10^4 \text{N/m}^3$; 铁矿 $\gamma=4.0 \times 10^4 \text{N/m}^3$ 。

计算步骤及结果见表 2-2-5 和图 2-2-15。

计 算 结 果

表 2-2-5

条 块 号	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	Σ	K
岩石性质	T-LS	T-LS Fe	Fe	Fe T-LS	T-LS	T-LS	T-LS	T-LS	T-LS	T-LS	T-LS		
$W(\times 10^4 \text{N})$	32	260	600	560	360	400	400	320	280	320	120		
$\alpha(^{\circ})$	59	53	46	39.5	33	29	24	19	14	9	5		
$\phi(^{\circ})$	30.6	40.15	40.15	30.6	30.6	30.6	30.6	30.6	30.6	30.6	30.6		
$W \cos \alpha \tan \phi$	9.7	132.0	351.6	255.5	178.6	208.9	216.1	178.9	160.7	186.9	70.7		
$C(\times 10^4 \text{Pa})$	1.5	0.15	0.15	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5		
$L(\text{m}^2)$	8	16	16	11	11	11.5	11	11	10	11.5	11		
CL	12	2.4	2.4	16.5	16.5	17.3	16.5	16.5	15	17.3	16.5		
$W \sin \alpha$	27.4	207.6	431.6	356.2	196.0	193.9	162.7	104.2	67.7	50.0	10.5	1807.8	
$W \cos \alpha \tan \phi + CL$	21.7	134.4	354.0	272.0	195.1	224.2	232.6	195.4	175.7	204.2	87.2	2096.6	
$\Sigma W \cos \alpha \tan \phi + CL / \Sigma W \sin \alpha$													1.16

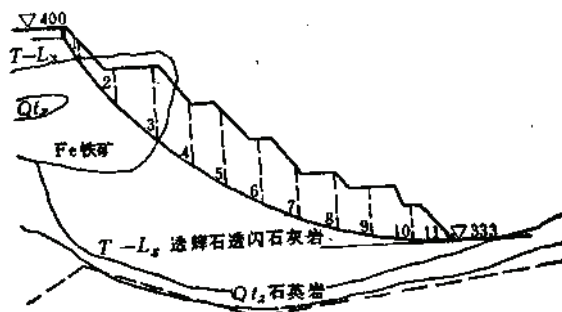


图 2-2-15 稳定计算剖面

例二(海南铁矿)

已知条件:

$H=250\text{m}$; $\beta=45^\circ$; $C=40 \times 10^4 \text{Pa}$; $\phi=42^\circ$;

$\gamma=2.4 \times 10^4 \text{N/m}^3$; 设离坡脚 2000m 处有一水源, 即边坡高度的一半处于地下水面的正常降落。

稳定系数计算步骤及结果:

根据已知条件使用图 2-2-14b (圆弧破坏算图 B), $C/\gamma H \tan \phi$ 的数值等于 0.074, $\tan \phi/K$ 的

相应值是0.57,求得 $K=1.58$ 。

3. 楔形体计算法

1) 判别准则和要求

如图2-2-16所示,存在 a 和 b 两组结构面,其组合交线的倾角 α ,设边坡面倾角 β ,则滑动主要条件为:两组结构面 a 和 b 互为反倾向,且与边坡面斜交,但组合交线倾向与边坡面倾向基本一致, $\beta > \alpha$;若两组结构面的 ϕ 角相同,则产生滑动仅当 $\alpha > \phi$ 时才有可能。

2) 边坡稳定系数计算

楔形体滑坡稳定性计算方法有空间共点力系法、赤平极射投影法、摩擦阻力法和楔体稳定曲线图法。

(1) 空间共点力系法

该方法是利用赤平极射投影和实体比例投影方法以及利用力的合成和分解原理,通过作图方法把边坡岩体结构面的产状和楔体在自重和外力(爆破震动力、水压力、锚固力等)的作用条件纳入到一个统一的投影体系中进行求解(图2-2-17),并用极限平衡原理计算出边坡稳定系数。

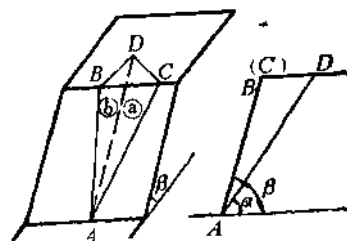


图2-2-16 楔形体立体剖面图

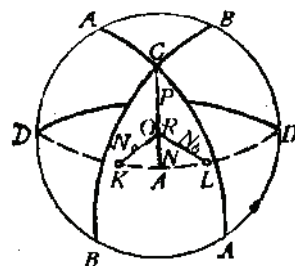


图2-2-17 赤平极射投影图

稳定系数可用公式(2-2-7)计算。

$$K = \frac{(N_a \tan \phi_a + N_b \tan \phi_b) + (C_a S_a + C_b S_b)}{P} \quad (2-2-7)$$

$$R = V \cdot \gamma$$

式中 R ——楔体重量, $\times 10^4 N$;
 V ——三角棱锥体体积, m^3 ;
 γ ——岩体容重, $\times 10^4 N/m^3$;
 P ——楔体滑动力(下滑力), $\times 10^4 N$;
 N ——结构面上法向力的合力, $\times 10^4 N$;
 N_a, N_b —— AA, BB 结构面的法向力, $\times 10^4 N$;
 S_a, S_b —— AA, BB 结构面的滑面面积, m^2 ;
 C_a, C_b —— AA, BB 结构面的粘聚力, $\times 10^4 Pa$;
 ϕ_a, ϕ_b —— AA, BB 结构面的摩擦角, $(^\circ)$ 。

算例:

已知条件,边坡和结构面产状——结构面 AA 倾向 240° ,倾角 50° ,结构面 BB 倾向 120° ,倾角 50° ,边坡面 DD 倾向 180° ,倾角 60° (图2-2-18a)。两结构面在坡顶线上相交实际距离 $MN=25m$,边坡高度 $H=24m$,两结构面强度指标, $C_a=0.8 \times 10^4 Pa$, $\phi_a=22^\circ$, $C_b=1.0 \times 10^4 Pa$, $\phi_b=17^\circ$,岩体容

重 $\gamma = 2.5 \times 10^4 \text{ N/m}^3$ 。

稳定系数计算步骤及结果：首先按图 2-2-19a 算出 R 值，再按图 2-2-19b、c 进行 R 值的分解，得 N 、 P 值，再将 N 值分解为 N_a 、 N_b 。以上各力值列于表 2-2-6；然后按图 2-2-20b、c 计算出 $S_a = S_b = 350 \text{ m}^2$ ，最后根据表 2-2-6 的各力值和其余参数值按公式 (2-2-7) 计算得 $K = 1.08$ 。

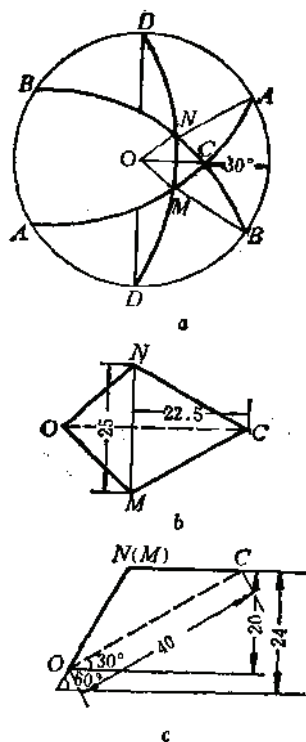


图 2-2-18 赤平极射和实体比例投影图
a—赤平极射投影图；b—实体比例投影平面图；c—沿两结构面组合交线断面图

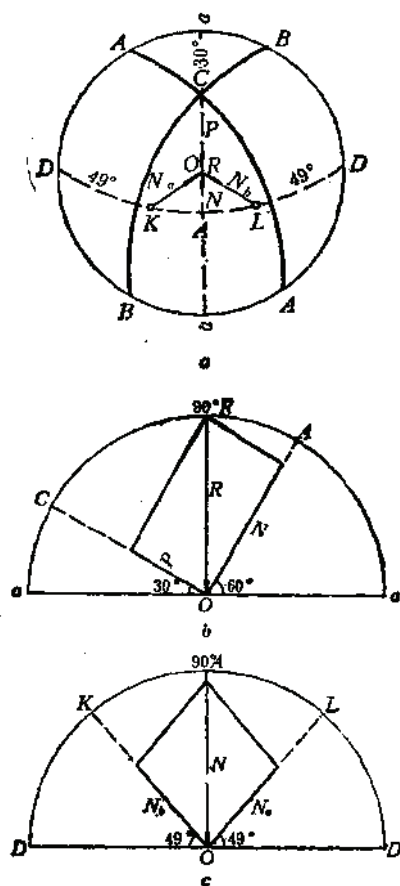


图 2-2-19 赤平极射投影及力的分解图
a—赤平极射投影图；b—楔体自重力的分解图；c—合力 N 的分解图

力 值			表 2-2-6
力	倾向(°)	倾角(°)	力值(10^4 N)
R	垂直	90	4687.5
P	180	30	2344.6
N	0	60	4078.0
N_a	139	49	2719.0
N_b	221	49	2719.0

本算例摘自《岩体工程地质力学问题》(二) 科学出版社, 1978年。

$$K = \frac{N_a \operatorname{tg} \phi_a + N_b \operatorname{tg} \phi_b + C_a S_a + C_b S_b}{P} = 1.08$$

(2) 赤平极射投影法

本方法是用赤平极射投影网(图2-2-21), 依据边坡面和结构面的产状图解出两结构面的组合交线的方位和倾角以及它们之间的夹角的角值来计算稳定系数。

稳定系数可用公式2-2-8计算。

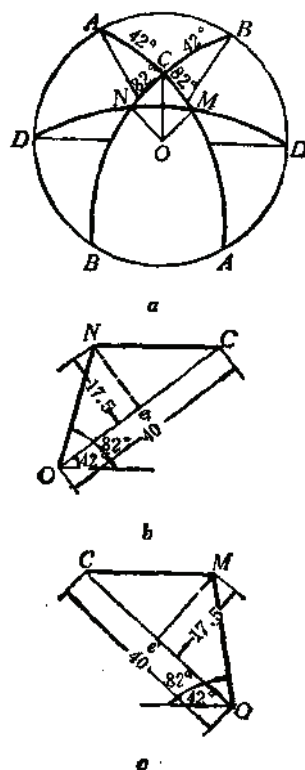


图2-2-20 赤平极射投影及滑面平面图
a—赤平极射投影图; b—A结构面滑面平面图
c—B结构面滑面平面图

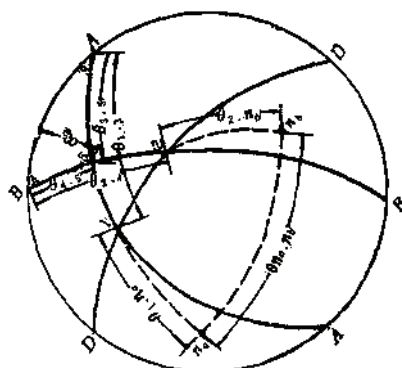


图2-2-21 赤平极射投影图

$$K = \frac{3}{\gamma H} (C_A X + C_B Y) + A \operatorname{tg} \phi_A + B \operatorname{tg} \phi_B \quad (2-2-8)$$

式中

$$X = \frac{\sin \theta_{2,4}}{\sin \theta_{4,6} \cos \theta_{2, n_a}},$$

$$Y = \frac{\sin \theta_{1,3}}{\sin \theta_{3,5} \cos \theta_{1, n_b}},$$

$$A = \frac{\cos \alpha_a - \cos \alpha_b \cos \alpha_{n_a, n_b}}{\sin \alpha_a \sin^2 \theta_{n_a, n_b}},$$

①——不考虑边坡体内的水压力。

$$B = \frac{\cos \alpha_b - \cos \alpha_a \cos \theta_{na, nb}}{\sin \alpha_s \sin^2 \theta_{na, nb}},$$

X, Y, A, B ——楔形几何形状系数;

C_A, C_B ——结构面 AA, BB 的粘聚力,
 $\times 10^4 \text{ Pa}$;

ϕ_A, ϕ_B ——结构面 AA, BB 内摩擦角,
 $(^\circ)$;

γ ——岩石容重, $\times 10^4 \text{ N/m}^3$;

θ_{na}, θ_{nb} ——结构面 AA, BB 的极点间距,
 $(^\circ)$;

$\theta_{1, nb}$ ——交点 1 与结构面 BB 极点角距 $(^\circ)$;

$\theta_{2, na}$ ——交点 2 与结构面 AA 极点角距, $(^\circ)$;

α_a, α_b ——结构面 AA, BB 的倾角, $(^\circ)$;

α_s ——组合交线的倾角 $(^\circ)$;

$\theta_{1, 3}$ ——交点 1, 3 之间的角距 $(^\circ)$;

$\theta_{2, 4}$ ——交点 2, 4 之间的角距 $(^\circ)$;

$\theta_{3, 5}$ ——交点 3, 5 之间的角距 $(^\circ)$;

$\theta_{4, 6}$ ——交点 4, 5 之间的角距 $(^\circ)$;

H ——边坡高度, m 。

计算实例(海南铁矿)

已知条件: 边坡和结构面产状—— AA 面倾角 165° , 倾角 60° ; BB 面倾向 20° , 倾角 65° 和边坡面 D 倾向 82° , 倾角 43° (见图 2-2-22)。 AA, BB 面强度指标, $C_A = C_B = 5.3 \times 10^4 \text{ Pa}$, $\phi_A = \phi_B = 36^\circ$, 边坡高度 $H = 60 \text{ m}$, 岩体容重 $\gamma = 2.6 \times 10^4 \text{ N/m}^3$ 。

稳定系数计算结果见表 2-2-7, 表中 X, Y, A, B 系数计算中的角值由图 2-2-22 中量取, 量得角值如下:

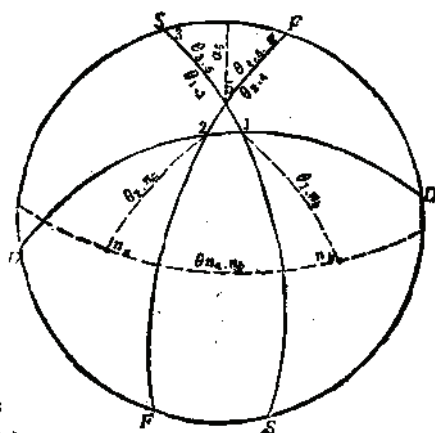


图 2-2-22 赤平极射投影图

$\theta_{2, 4} = 49^\circ$; $\theta_{4, 5} = 33.5^\circ$; $\theta_{1, 3}$
 $= 49.5^\circ$; $\theta_{3, 5} = 35^\circ$; $\theta_{2, na}$
 $= 76^\circ$; $\theta_{1, nb} = 78^\circ$; $\theta_{na, nb}$
 $= 116^\circ$; $\alpha_s = 30^\circ$

海南铁矿稳定系数计算

表 2-2-7

角 值	计 算 结 果
$\theta_{2, 4} = 49^\circ$ $\theta_{4, 5} = 33.5^\circ$ $\theta_{2, na} = 76^\circ$	$X = \frac{\sin \theta_{2, 4}}{\sin \theta_{2, 5} \cos \theta_{2, na}} = 5.6530$
$\theta_{1, 3} = 49.5^\circ$ $\theta_{3, 5} = 35^\circ$ $\theta_{1, nb} = 78^\circ$	$Y = \frac{\sin \theta_{1, 3}}{\sin \theta_{3, 5} \cos \theta_{1, nb}} = 6.3764$
$\theta_{na, nb} = 116^\circ$ $\alpha_a = 60^\circ$ $\alpha_b = 65^\circ$ $\alpha_s = 30^\circ$	$A = \frac{\cos \alpha_a - \cos \alpha_b \cos \theta_{na, nb}}{\sin \alpha_s \sin^2 \theta_{na, nb}} = 1.6966$ $B = \frac{\cos \alpha_b - \cos \alpha_a \cos \theta_{na, nb}}{\sin \alpha_s \sin^2 \theta_{na, nb}} = 1.5890$
$C_A = C_B = 5.3 \times 10^4 \text{ Pa}$ $\phi_A = \phi_B = 36^\circ$ $\gamma = 2.6 \times 10^4 \text{ N/m}^3$ $H = 60 \text{ m}$	$K = \frac{3}{\gamma H} (C_A X + C_B Y) + \text{Atg} \phi_A + \text{Btg} \phi_B = 3.614$

(3) 摩擦阻力法

本方法是用赤平极射投影网(图 2-2-23)表示出边坡和结构面的产状, 只考虑楔体滑动面的摩擦阻力(设 $C=0$)的作用, 且在两结构面的 ϕ 值相同的情况下, 按楔体歪斜角 δ , 两结构面夹角 ξ 及组合交线倾角 α 的角值进行稳定性计算的。

稳定系数可用公式(2-2-9)计算。

$$K = \frac{\sin \delta \tan \phi}{\sin \xi \tan \alpha} \quad (2-2-9)$$

式中 δ ——楔体歪斜角, ($^{\circ}$);
 ξ ——结构面间夹角, ($^{\circ}$);
 ϕ ——结构面内摩擦角, ($^{\circ}$);
 α ——结构面组合交线的倾角, ($^{\circ}$);

计算实例(海南铁矿)

见图 2-2-24 及表 2-2-8。

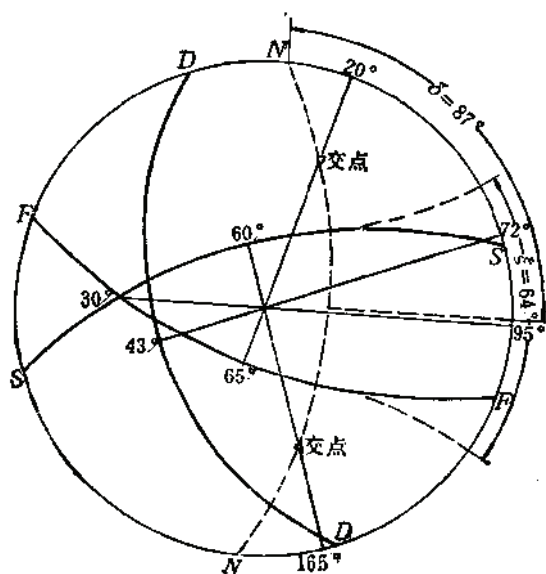
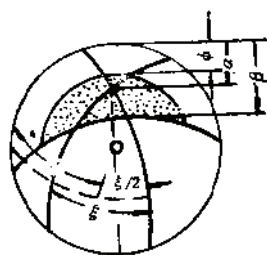


图 2-2-23 赤平极射投影图

图 2-2-24 赤平极射投影图

计算实例结果表

表 2-2-8

计算公式	断 层 (F-F) 产 状		岩 层 (S-S) 产 状		边 坡 面 (D-D) 产 状		ϕ	δ	ξ	α	K
	倾向	倾角	倾向	倾角	倾向	倾角					
(2-2-9)	20°	65°	165°	60°	72°	43°	36°	87°	64°	30°	2.37

(4) 楔体稳定曲线图法

本方法只考虑楔体平面A和B的摩擦力作用,如图2-2-25。设粘聚力为零,且边坡是在完全疏干的条件下,根据平面A和B的倾角和倾向角之差值查曲线图(图2-2-26)得比值A和B,并用公式(2-2-10)计算出K值, $K > 2$ 为稳定边坡。

注意:两面中较缓的那个永远称作面A。

稳定系数可用公式(2-2-10)计算。

$$K = A \tan \phi_A + B \tan \phi_B \quad (2-2-10)$$

式中 A、B——分别为平面A、B的无量纲因数。

算例

已知条件:平面A倾角 40° ,倾向 165° ,摩擦角 35° ;平面B倾角 70° ,倾向 285° ,摩擦角 20° 。

计算稳定系数:查图2-2-26中的g、h标题为“倾角差 30° ”的曲线,并查到倾向差为 120° 的A和B值,得 $A=1.5$ 和 $B=0.7$,将它代入式(2-2-10),计算得 $K=1.3$ 。

4. 计算图法

1) 基本条件的假定和计算图原理

本方法是在假定边坡坡顶无张裂隙和无地下水的条件下,在极限平衡原理的基础上,经过数理分析和适当简化而推导出的。

2) 使用方法和应用条件

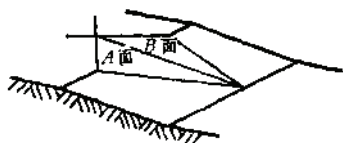


图 2-2-25 楔体的立体视图

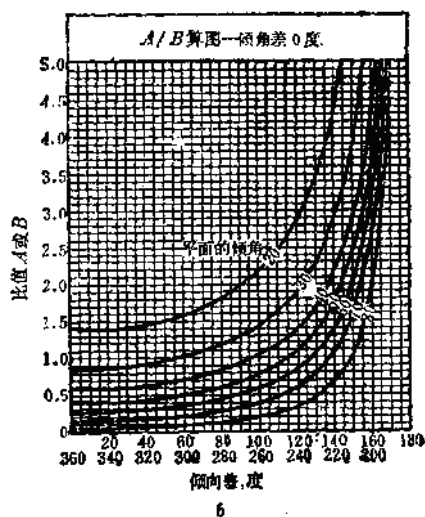
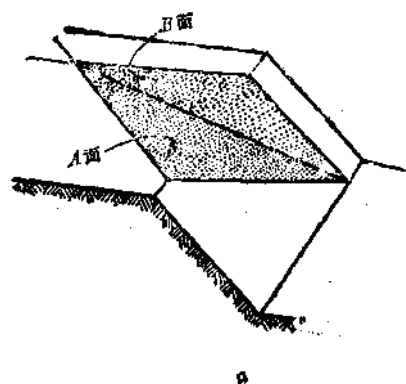


图 2-2-26 a, b 只有摩擦条件下的楔体稳定计算图

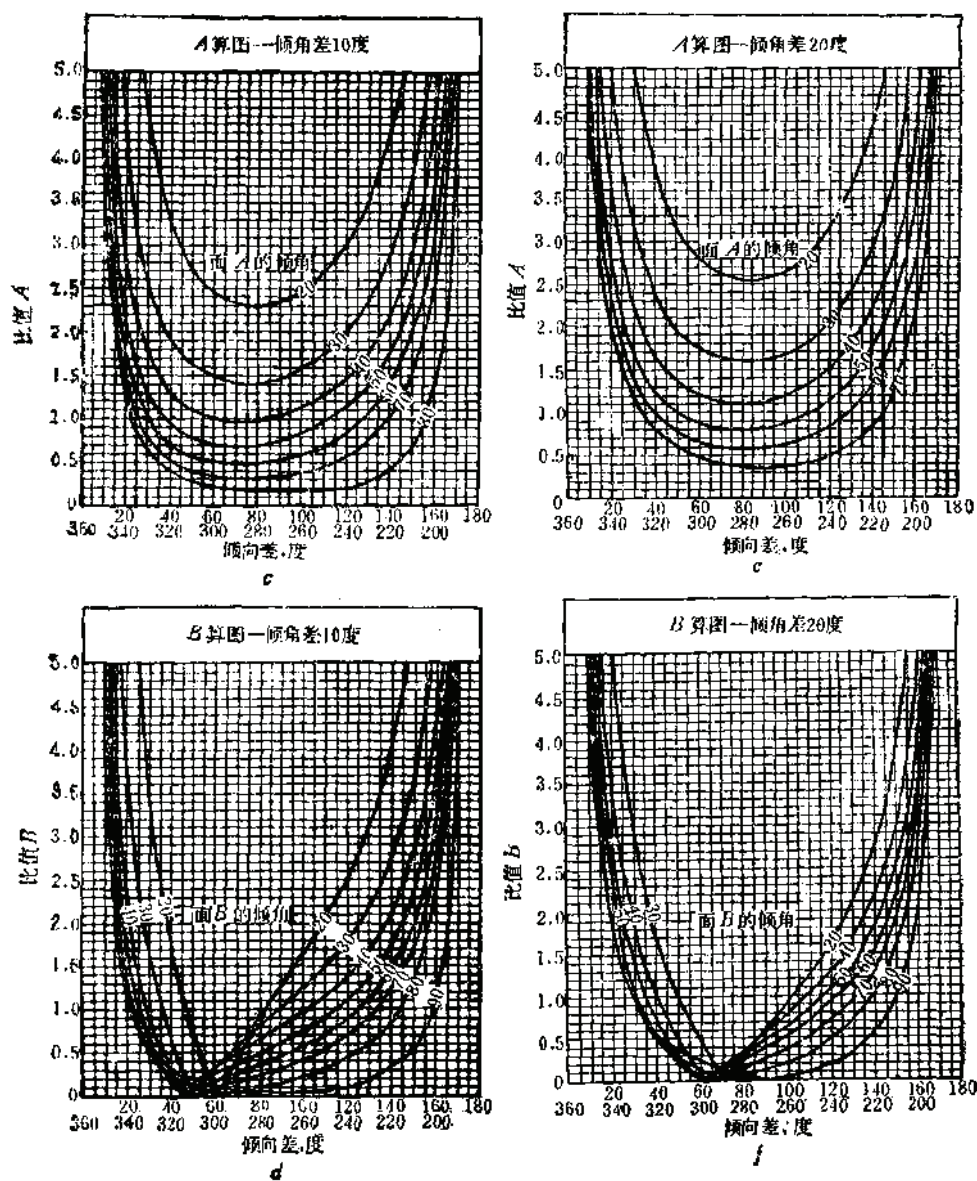


图 2-2-26 c, d 只有摩擦条件下的楔体
稳定计算图

图 2-2-26 e, f 只有摩擦条件下
楔体的稳定计算图

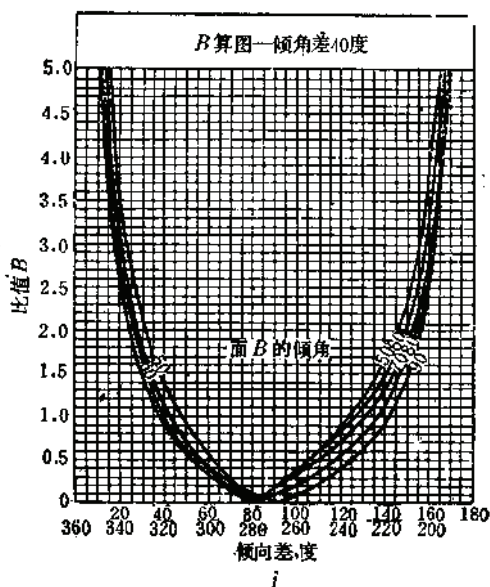
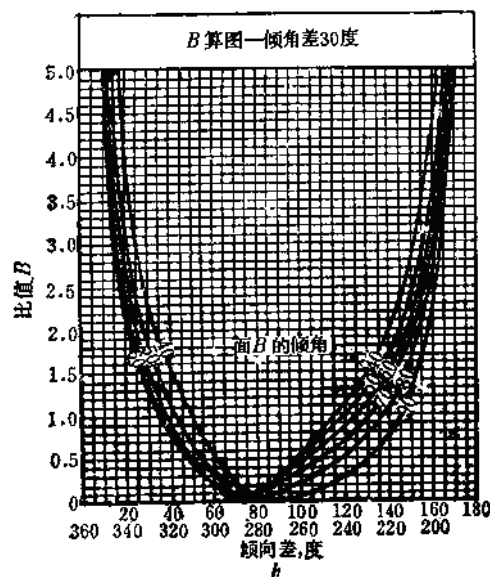
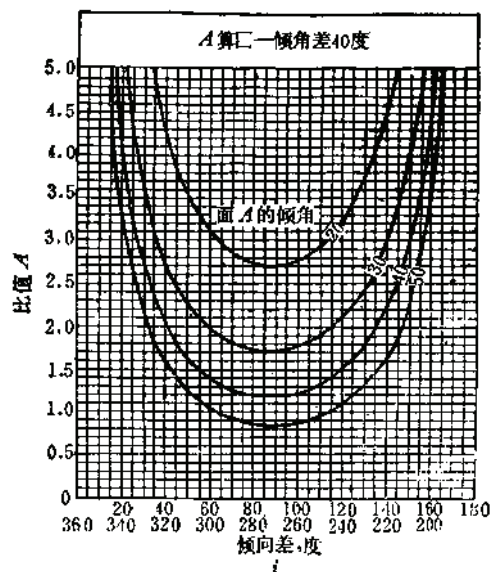
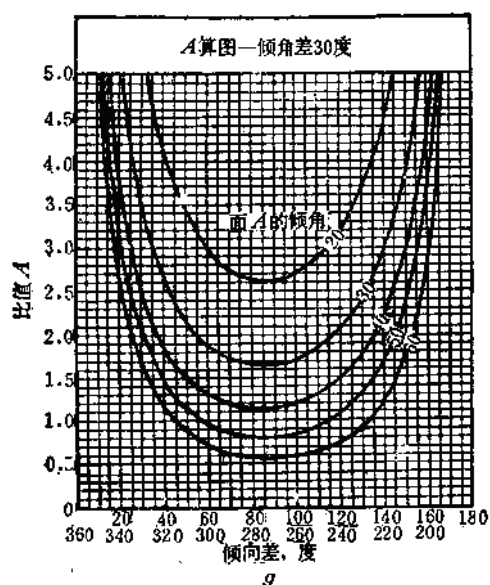


图 2-2-26 g, h 只有摩擦条件下的
楔体稳定计算图

图 2-2-26 f, j 只有摩擦条件下的
楔体稳定计算图

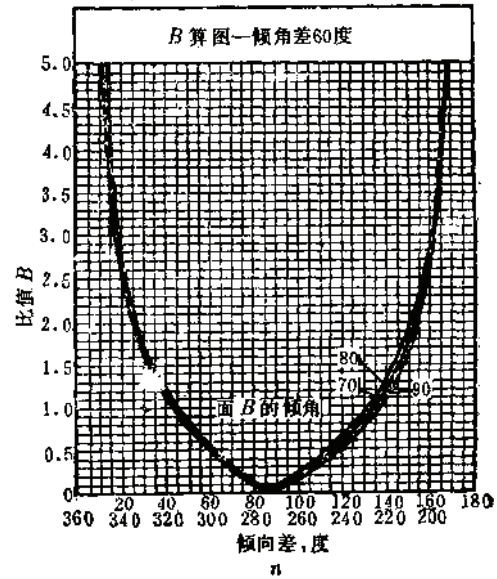
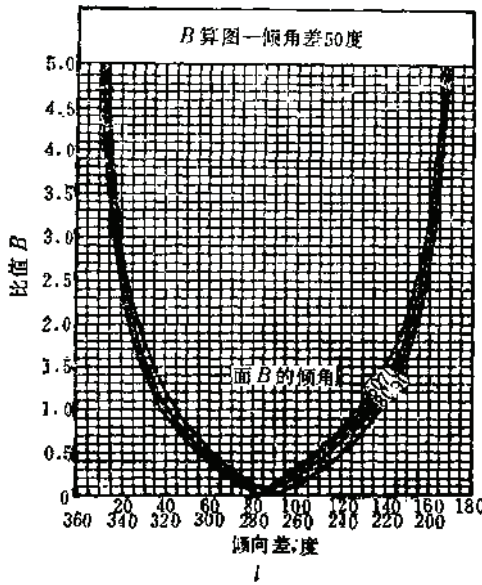
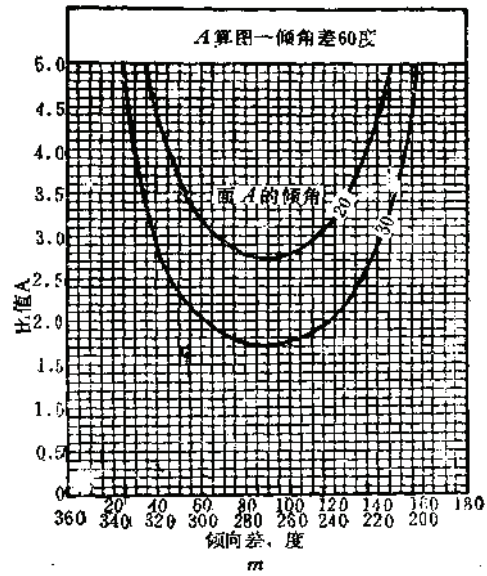
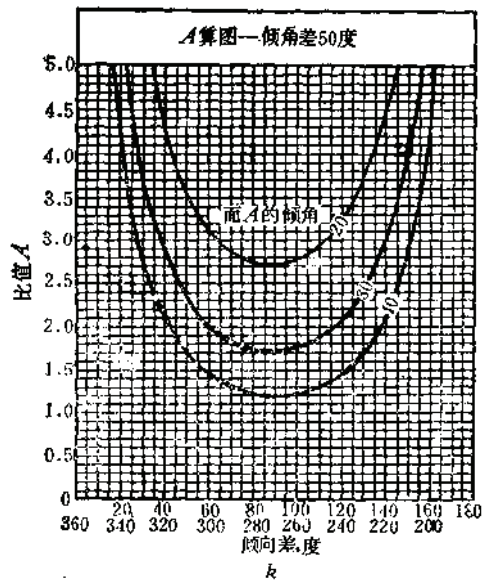
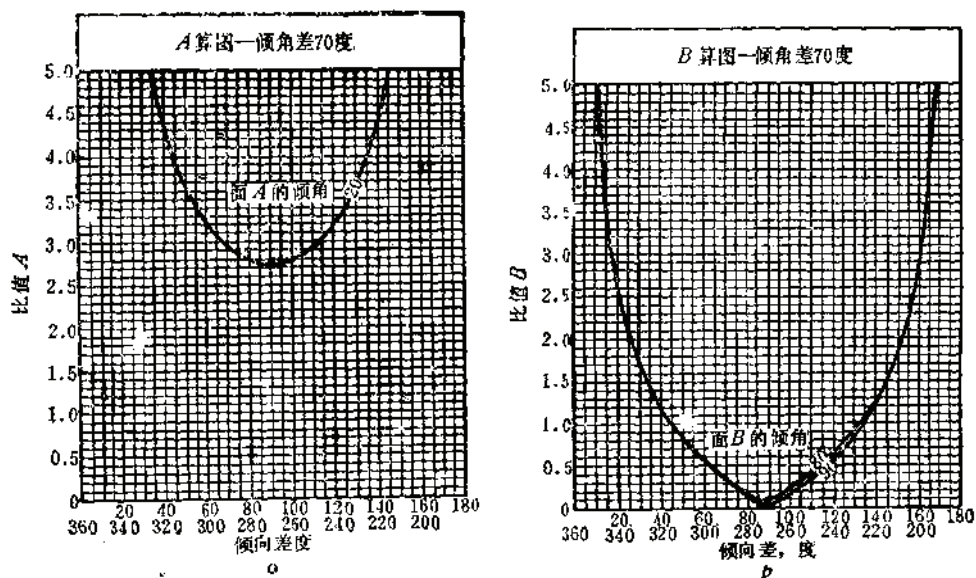


图 2-2-26 k, l 只有摩擦条件下的
楔体稳定计算图

图 2-2-26 m, n 只有摩擦条件下的
楔体稳定计算图

图 2-2-26 α , p 只有摩擦条件下的楔体稳定计算图

首先根据设计条件确定边坡滑坡类型和计算参数, 然后用相应的 (即按图 2-2-27A 和图 2-2-28A) 计算公式算出边坡高度函数 y 和边坡角度函数 x , 最后查计算图曲线 (图 2-2-27B 或 2-2-28B), 便可求得稳定系数或边坡角。

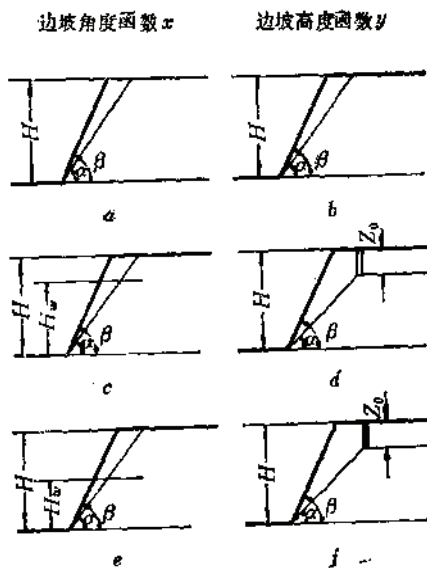


图 2-2-27 A 平面形滑坡设计计算图

a —干涸边坡, $x = 2\sqrt{(\beta - \alpha)(\alpha - \phi)}$; b —无张裂隙, $y = \frac{rH}{c}$; c —正常的水位下降,
 $x = 2\sqrt{(\beta - \alpha)\{\alpha - \phi[1 - 0.1(\frac{Hw}{H})^2]\}}$; d —干的张裂隙, $y = \frac{rH}{c}(1 + \frac{Z_0}{H})$;
 e —水平的潜水面, $X = 2\sqrt{(\beta - \alpha)\{\alpha - \phi[1 - 0.5(\frac{Hw}{H})^2]\}}$;
 f —充满水的张裂隙, $y = \frac{\gamma H}{c}(1 + \frac{3Z}{H})$ 。

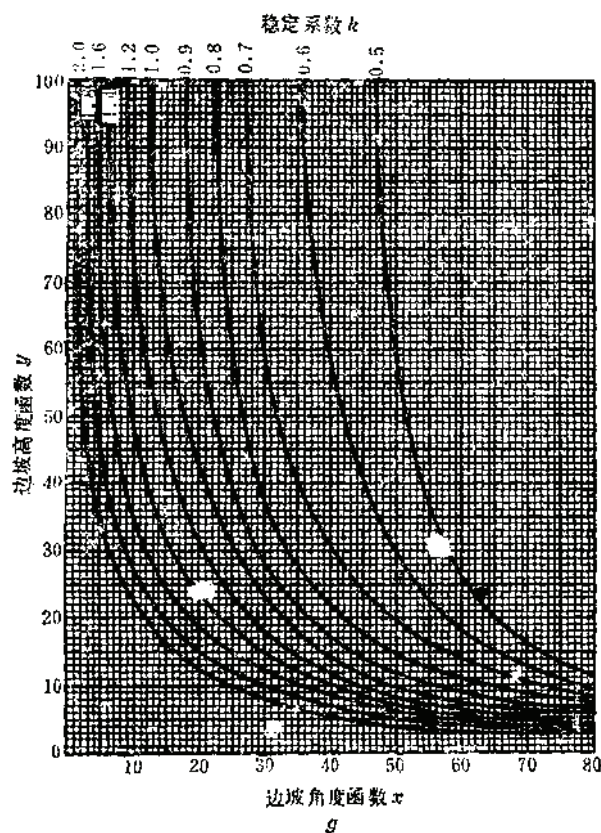
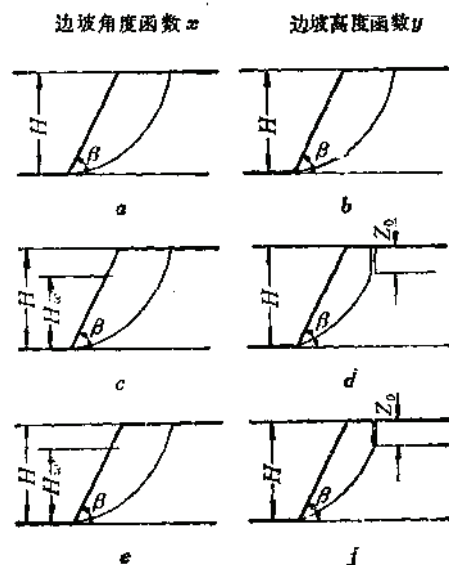


图 2-2-27B 平面形滑坡设计计算图
g—稳定系数曲线图

- 图 2-2-28A 弧形滑坡设计计算图
- a—干湿边坡, $x = \beta - 1.2\phi$; b—无张裂隙, $y = \frac{\gamma H}{C}$
- c—正常的水位下降, $x = \beta - \phi \left[1.2 - 0.3 \frac{Hw}{H} \right]$,
- d—干的张裂隙, $y = \frac{\tau H}{C} \left[1 + \left(\frac{\beta - 95}{100} \right) \frac{Z_0}{H} \right]$,
- e—水平的潜水面, $x = \beta - \phi \left[1.2 - 0.5 \frac{Hw}{H} \right]$,
- f—充满水的张裂隙, $y = \frac{\tau H}{C} \left[1 + \left(\frac{\beta - 10}{100} \right) \frac{Z_0}{H} \right]$



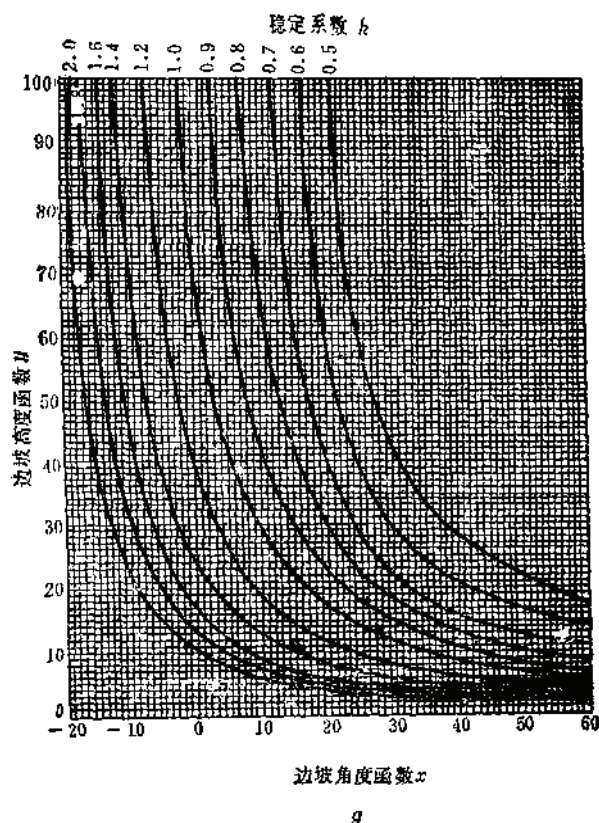


图 2-2-28B 弧形滑坡设计计算图

g—稳定系数曲线图

该方法可应用于矿山开采的可行性研究、规划、任务书或方案设计，或工程地质条件简单的中小型矿山设计。对生产矿山进行边坡稳定性评价时，在计算参数满足计算查图要求条件下，亦可应用该方法。

3) 边坡稳定系数计算

X, Y值的计算模式和计算公式见图2-2-27A或2-2-28A。

4) 算例

见表2-2-9。

2.2.3.3 有限单元计算法

有限单元法是将边坡的连续体离散化为有限个单元，并进行应力计算，求得稳定系数，判析其稳定性。

1. 计算步骤

1) 建立计算模式，确定边界条件

计算模式：根据实践经验，计算模式的宽度从坡脚起水平距离为 $(4 \sim 6)H$ ，其深度为，至坑底，下部至少取 H 高度。

算 例 表 2-2-9

例 别	一	二	三	四
崩坡模式	平面形滑坡	同	圆弧形滑坡	同
已知条件及求解	边坡体处于疏干状态, 无张裂隙, 求稳定边坡角 β 值	边坡体内有一水平槽水位, 干的张裂隙求稳定系数 K	边坡体处于疏干状态, 无张裂隙, 求稳定系数 K 值	边坡高度的一半处于地下水面的正滑降着, 无张裂隙, 求稳定边坡角 β 值
计算参数	$H=200\text{m}$; $\alpha=45^\circ$; 允许 $K=1.25$; $c=20 \times 10^4 \text{Pa}$; $\phi=36^\circ$; $\gamma=2.7 \times 10^4 \text{N/m}^3$	$H=200\text{m}$; $\alpha=30^\circ$; $\beta=40^\circ$; $Z_0=50\text{m}$; $H_w=100\text{m}$; $c=14 \times 10^4 \text{Pa}$; $\phi=30^\circ$; $\gamma=2.8 \times 10^4 \text{N/m}^3$	$H=236\text{m}$; $\beta=55^\circ$; $\gamma=2.6 \times 10^4 \text{N/m}^3$; $c=7.5 \times 10^4 \text{Pa}$	$H=250\text{m}$; 允许 $K=1.16$; $H_w=125\text{m}$; $c=40 \times 10^4 \text{Pa}$; $\phi=42^\circ$; $\gamma=2.4 \times 10^4 \text{N/m}^3$
计算公式	按图2-2-27A 式a: $X=2\sqrt{(\beta-\alpha)(\alpha-\phi)}$ 式b: $Y=\gamma H/c$	按图2-2-27A 式c: $X=2\sqrt{(\beta-\alpha)(\alpha-\phi(1-0.5\frac{H_w}{H}))}$ 式d: $Y=\frac{\gamma H}{c}(1+\frac{Z_0}{H})$	按图2-2-28A 式a: $X=\beta-1.2\phi$ 式b: $Y=\frac{\gamma H}{c}$	按图2-2-28A 式c: $X=\beta-\phi(1.2-0.3\frac{H_w}{H})$ 式b: $Y=\frac{\gamma H}{c}$
计算步骤及结果	先用 Y 、 K 值查图2-2-27B中曲线得 X 值, 后将 X 代入式a求得 $\beta=57^\circ$	用 X 、 Y 值查图2-2-27B中曲线求得 $K=1.25$	用 X 、 Y 值查图2-2-28B中曲线求得 $K=1.55$	先用 Y 、 K 值查图2-2-28B中曲线得 X 值, 后将 X 代入式C求得 $\beta=45^\circ$

注: 选自《参考文献》[4]

边界条件：取右侧边界与下部边界为双向约束，即水平和垂直方向均不移动，左侧边界为横向固定，而垂直方向可以位移。

计算模式和边界条件见图 2-2-29。

2) 确定外荷载

作用于边坡体上的外荷载有：只考虑边坡体的重力，或再加上爆破震动力、水压力和构造应力等。

3) 单元划分及节点编号

单元可划分成三角形或四边形，常用的为三角形。

单元划分原则和要求：靠近边坡面单元划分密些（即尺寸小些），往坡体后面的远处和坡底下的深处划分稀些，并按计算精度要求和计算容量大小考虑单元大小和多少。采用三角形单元时应尽量划分为正三角形或接近正三角形，对于有明显的断层、软弱岩层、夹层的边坡，应采用四边形节理单元或宽度为零的杆单元。例如新桥铜矿单元划分及节点编号，见图 2-2-30。

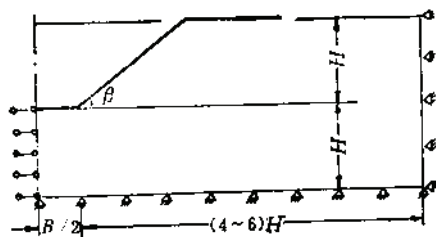


图 2-2-29 计算模式及边界条件
B—采场底部宽度；H—最终开采深度

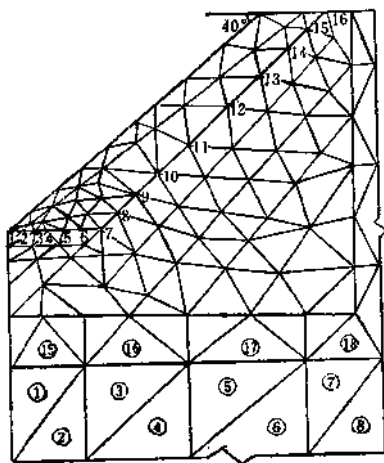


图 2-2-30 单元划分及节点编号
1—168节点；2—166节点；3—162节点；
4—164节点；5—165节点；6—151节点；
7—138节点；8—140节点；9—120节点；
10—103节点；11—92节点；12—86节点；
13—66节点；14—52节点；15—54节点；16—46节点；
①~⑧，⑬~⑯—单元块号

2. 计算边坡稳定系数

用有限单元法计算边坡稳定系数是根据输入的已知条件，由电算机来完成的。例如大冶铁矿、海南铁矿及新桥铜矿曾按此法计算过边坡稳定系数。

边坡稳定系数可用公式（2-2-11）和（2-2-12）计算。

$$K = \frac{\sqrt{(C + \sigma_1 \tan \phi)(C + \sigma_3 \tan \phi)}}{\frac{1}{2} |\sigma_1 - \sigma_3|} \quad (2-2-11)$$

$$K = \frac{\sum_{i=1}^{n-1} (C + \sigma_n \operatorname{tg} \phi) \Delta l}{\sum_{i=1}^{n-1} \tau_n \Delta l} \quad (2-2-12)$$

式中 C 、 ϕ ——岩体强度指标；

σ_1 、 σ_3 ——单元最大、最小主应力；

n ——一条滑动面所通过节点的总数；

Δl ——滑动面节点间距；

δ_n 、 τ_n ——节点的法向、切向应力。

在上述两式中公式 2-2-11 只能计算出各单元的 K 系数，不能按某一特定面（如潜在滑动面）计算 K 系数，也无法与极限平衡法比较；公式 2-2-12 适用于已知滑动面位置条件下，依据计算出的节点应力求出滑动面上的 K 系数，亦可用来与极限平衡法比较。

3. 计算实例（新桥铜矿）

已知条件： $B = 40^\circ$ ，原岩 $C = 45.18 (\times 0.01 \text{ Mpa})$ ， $\phi = 39^\circ 06'$ ；节理 $C = 13.57 (\times 0.01 \text{ Mpa})$ ， $\phi = 25^\circ 02'$ ， $E = 6.035 \times 10^5 (\times 0.1 \text{ Mpa})$ ， $\mu = 0.2715$ ， $H = 368 \text{ m}$ 。

稳定系数计算结果；见表 2-2-10 和图 2-2-30。

2.2.3.4 概率法

利用概率的方法分析边坡的稳定性，是近十几年发展起来的一种新方法，与传统的方法不同；它认为岩体中节理和裂隙的分布和特性、岩体的物理力学性质等等是随机变化的，并各自服从一定的分布规律。传统的分析方法并没有考虑这种随机性，而是采用平均值进行计算。当对某一问题采用平均值进行计算时很可能得到一个较高的安全系数，但对这同一问题采用概率法计算则可能得到一个很高的破坏概率。这是因为概率方法考虑了计算参数的随机分布；从而可使计算更为可靠。可以用边坡的不稳定概率进行边坡的经济风险分析以求得最佳的最终边坡角。

1. 破坏模型及其计算方法

通常边坡的破坏概率定义为：

$$P_F = P_S \cdot P_E \quad (2-2-13)$$

式中 P_F ——边坡的破坏概率；

P_S ——边坡的滑动概率；

P_E ——期望概率。

边坡的安全系数定义为预计的滑动体的抗滑力与下滑力之比，可表示为：

$$F = f(x_1, x_2, \dots, x_i) \quad (2-2-14)$$

式中 F ——边坡的安全系数；

$x_1, x_2, \dots, x_i$ ——确定安全系数的参数。

在 $x_1, x_2, \dots, x_i$ 中，有一部分变量是随机变量，当 $P = 1$ 时，则认为边坡处于稳定与不稳定的临界状态。故此，边坡的滑动概率可以定义为边坡安全系数小于 1 的概率。即 $P_S = P\{F < 1\}$ 。只要对 $x_1, x_2, \dots, x_i$ 中的随机变量进行大量的随机抽样试验就可以得到

表 2-2-10

结点号	单元类型	σ_n (0.01MPa)	τ_n (0.01MPa)	Δl_n (mm)	$\sigma_n \tan \phi$	$c + \sigma_n \tan \phi$	$\tau \Delta l_n$	$(c + \sigma_n \tan \phi) \Delta l_n$	K
168	原岩单元	-659.72	140.89	5.00	-538.14	-581.32	704.45	-2906.60	
166	原岩单元	-430.95	89.53	20.75	-350.22	-395.40	1857.75	-8204.55	
162	原岩单元	-396.20	85.76	36.75	-321.98	-367.16	3151.68	-13493.13	
164	原岩单元	-423.99	88.87	38.50	-344.57	-389.75	3243.76	-14225.88	
165	原岩单元	-469.49	90.91	35.26	-381.55	-426.73	3205.49	-15046.50	
151	原岩单元	-476.63	89.75	44.25	-387.35	-432.53	3971.44	-19139.45	
138	原岩单元	-474.72	94.22	24.50	-385.80	-430.98	2308.39	-10559.01	
	节理单元	-318.30	103.88	21.50	-148.61	-162.18	4168.42	-3486.87	
140	节理单元	-261.37	164.41	55.00	-122.03	-135.60	10142.55	-7458.00	
120	节理单元	-268.69	162.26	77.00	-125.45	-139.02	12494.02	-10704.54	
103	节理单元	-266.70	155.26	78.00	-124.52	-138.09	12110.28	-10771.02	
92	节理单元	-233.59	124.71	67.00	-109.08	-122.63	8355.57	-8218.21	
86	节理单元	-213.04	91.67	55.50	-99.47	-113.04	5087.69	-6273.72	
66	节理单元	-181.84	57.36	43.75	-84.90	-98.47	2509.50	-4308.06	
52	节理单元	-148.78	38.93	34.75	-69.47	-83.04	1352.82	-2885.64	
54	节理单元	-84.92	40.06	26.00	-39.65	-53.22	1041.56	-1383.72	
46	节理单元	-108.23	45.21	12.00	-57.53	-64.10	542.52	-769.20	
Σ							76247.89	139832.11	
$K = \frac{\Sigma(c + \sigma_n \tan \phi) \Delta l_n}{\Sigma \tau_n \Delta l_n}$									1.834

 P_s 。期望概率 P_E 是构成边坡破坏几何模型的概率。

2. 几种破坏模型

1) 平面破坏

当一组弱面的倾向与边坡面的倾向一致且倾角比边坡角小时, 边坡很可能形成平面剪切破坏(如图 2-2-31)。

根据给定的边坡几何尺寸、地下水条件、岩石剪刀强度、不连续面的位置等, 利用常规的稳定性方程就可以得到边坡的安全系数。

由于弱面的抗剪强度是随机的, 这样就可以用蒙特卡罗法求得安全系数的概率分布。因为安全系数小于 1 就认为是不稳定的, 则边坡的滑动概率 P_s 就是在所有抽样计算中安全系数小于 1 的抽样个数与总抽样个数之比。一般抽样试验的次数应大于 200。

构成平面破坏的期望概率 $P_E = P_D P_L$

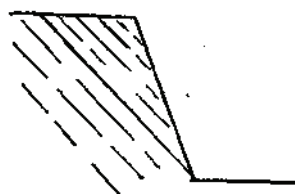


图 2-2-31 平面型剪切破坏

P_D ——构成破坏面节理倾角的概率,

P_L ——构成破坏面节理长度的概率。

P_D 、 P_L 可由现场测量中得到。由于滑动概率 P_S 和期望概率 P_E 是随节理面的倾角变化而变的,所以平面破坏的破坏概率为:

$$P_F = \int P_S P_E dx = \sum_{n=j}^k (P_S P_D P_L) \quad (2-2-15)$$

式中 K ——可能破坏面的最大倾角, ($^\circ$);

j ——可能破坏面的最小倾角, ($^\circ$);

2) 阶梯破坏

当有两组结构面作用在边坡上时,很可能会形成阶梯型破坏,如图2-2-32所示,阶梯形的破坏概率为:

$$P_F = \int P_x P_E dx = \sum_{n=j}^k (P_S \cdot P_\beta) \quad (2-2-16)$$

式中 P_F ——破坏概率,

P_S ——滑动概率,

P_β ——滑动角的概率,

K ——阶梯破坏面的最大倾角;

j ——阶梯破坏面的最小倾角。

为了求得破坏概率,首先得求出阶梯型破坏滑动角的概率。根据现场实测两组结构面的倾角、长度、搭接的分布规律,利用蒙特卡洛法可以模拟计算出滑动角的分布规律,就可以得到各个滑动角的概率大小。对于每一个确定的滑动角,与平面型破坏的破坏概率求法一样,可以得到一组阶梯型破坏的滑动概率。根据滑动概率和滑动角概率,可以求得阶梯型破坏的破坏概率。

3) 圆弧型破坏

当岩石强度比较低,或者岩体受到三组以上的结构面切割,岩体呈碎裂结构时,有可能边坡会发生圆弧型剪切破坏(如图2-2-33),圆弧型破坏概率为:

$$P_F = P_S P_E \quad (2-2-17)$$

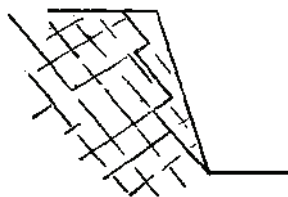


图 2-2-32 阶梯型破坏

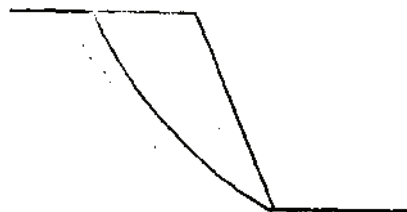


图 2-2-33 圆弧型破坏

式中 P_F ——破坏概率,
 P_S ——滑动概率,
 P_E ——期望概率。

在圆弧型破坏中, $P_E = 1$, 这是因为破坏面不是由某个结构面最低强度来定的, 而是由边坡的几何尺寸、岩体的强度特征来寻找一个剪应力最大的面来确定滑面。对于每一个确定的边坡, 其滑动面的位置是确定的。所以 $P_F = P_S$, 滑动概率 P_S 的求法与平面型破坏时的求法相似。

3. 实例①

近年来, 国内已有几个露天矿使用概率法对其边坡进行分析, 其中以攀枝花钢铁公司把关河石灰石矿和德兴铜矿南山采场较具代表性。因为我国使用这种方法的时间不长, 所以这种方法尚处于不断地探索和完善之中。作为应用时的参考, 现举例如下:

德兴铜矿南山采场五个分区的圆弧型破坏模式和不同地下水条件时的破坏概率计算, 所采用的方法以 BISHOP 法为主。

计算程序框图见图 2-2-34, 计算结果见表 2-2-11。

图 2-2-35 是 I—I 计算剖面图, 图 2-2-36 是在自然地下水条件下 I—I 剖面安全系数累积频率曲线, 根据此曲线可以求出安全系数小于任何值时的边坡破坏概率。

根据所求出的破坏概率, 可以求出预料破坏体积 NFV 值, NFV 值可由下式计算:

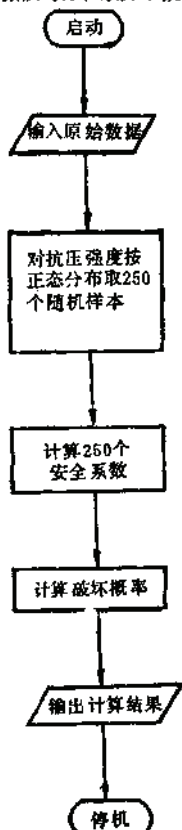


图 2-2-34 计算程序框图

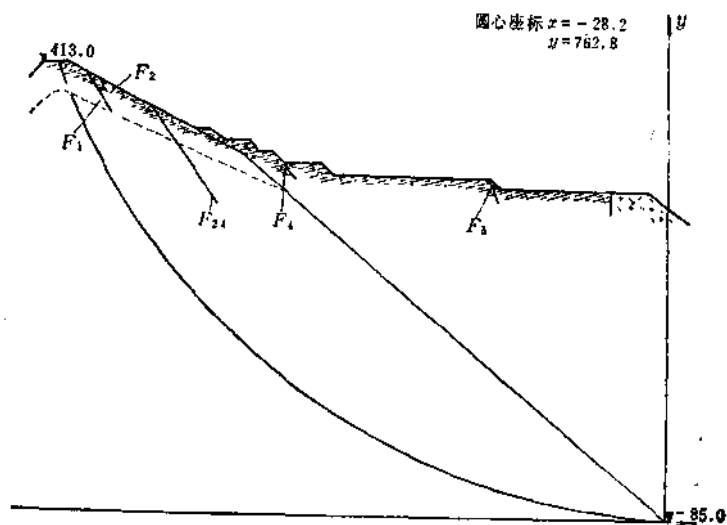


图 2-2-35 I—I 计算剖面图

①北京有色冶金设计研究总院, “德兴铜矿南山采场最终边坡稳定性分析报告”, 1986年。

计算结果表

表 2-2-11

计算结果		计算剖面				
		I—I	I—I	II—II	III—III	IV—IV
地下水条件						
他 和	最小平均F	1.1071*	1.2907	1.22	1.302	1.429*
	$P\{F < 1.0\}$	0.1*	0.004	0.016	0.004	0.004*
	$P\{F < 1.5\}$	1.0	0.98	1.0	0.98	0.72*
自 然	最小平均F	1.044	1.322	1.27	1.399	1.481*
	$P\{F < 1.0\}$	0.284	0.004	0.008	0.004	0.0*
	$P\{F < 1.5\}$	1.0	0.972	0.988	0.824	0.528*
疏 干	最小平均F	1.588	1.948	1.85	2.015	2.086
	$P\{F < 1.0\}$	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
	$P\{F < 1.5\}$	0.224	0.004	0.016	0.004	0.004

* 此数据是由“瑞典条分法”计算得到的。

$$NFV = P\{F < 1.0\} V_F \quad (2-2-18)$$

V_F 是可能不稳定岩体的体积, NFV 是开挖边坡成本的量度。它可用在露天矿设计方案中, 根据成本——利润选择最优边坡角。

目前利用随机的方法来研究边坡稳定性的实例不多, 尚无统一的随机边坡设计准则。根据德兴的实际情况, 采用了S. D. PRIEST等人提出的随机边坡设计准则。表 2-2-12和表 2-2-13详细地描述了

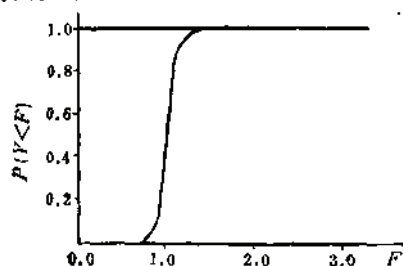


图 2-2-36 I—I剖面安全系数累积频率曲线

随机边坡设计准则

表 2-2-12

边坡类型	破坏结果	例子	容 许 值		
			最小平均F	最大 $P\{F < 1.0\}$	最大 $P\{F < 1.5\}$
1	不严重	单独台阶, 不临近运输公路的小的临时边坡*	1.3	0.1	0.2
2	中等严重	永久性或半永久性边坡	1.6	0.01	0.1
3	很严重	中等尺寸, 有主要运输公路或承受永久采矿设备的高边坡	2.0	0.003	0.05

* 小边坡高度<50m, 中等边坡高度50~150m, 高边坡>150m。

该准则。参照表 2-2-12, 德兴南山采场边坡应属第3类。按表中所要求的最小平均安全系数 F 值比较高, 报告中采用的容许值是 $F=1.25$, $P\{F<1.0\} \approx 0.003$, $P\{F<1.5\} = 0.005$ 。表 2-2-12 是随机边坡设计准则, 表 2-2-13 是描述边坡特征原则。结果分析见表 2-2-14。

描述边坡特征的原则

表 2-2-13

表 2-2-13 中的边坡特征	描述
满足全部的三个准则	稳定边坡
超过最小平均值 F 但违背了一个或二个随机准则	边坡施工出现可允许或不可允许的危岩, 综合的监测措施可以减少危险程度
低于最小平均值 F , 但满足两个随机准则	临界边坡, 为了提高 F 的满足程度, 需要稍微修改边坡
低于最小值, 并且违背了一个或两个随机准则	不稳定边坡, 需要对边坡作大修改, 加固岩体并监测边坡

结果分析表

表 2-2-14

剖面 地下水状态	I—I	I—I	II—II	III—III	IV—IV
饱和		A		A	A
自然		A	A	A	A, B
疏干	A, B	A, B, C	A, B, C	A, B, C	A, B, C

注: A— F 满足允许值;
B— $P\{F<1.0\}$ 满足允许值;
C— $P\{F<1.5\}$ 满足允许值。

根据表 2-2-13 和表 2-2-14 可以得出下列结论:

- (1) 在饱和水的状态下, I、II 区是不稳定边坡, I、III、IV 区是基本稳定边坡。
- (2) 在自然水位条件下, I 区是不稳定边坡, 其余区是基本稳定边坡, 在开采中应进行综合监测。
- (3) 在疏干的情况下, 除了 I 区是基本稳定边坡外, 其余几个区均是稳定边坡。

2.2.3.5 对边坡稳定几种计算方法的评述

1. 极限平衡计算法

是当前国内外边坡工程中边坡稳定计算常用的基本方法。用该方法能确定边坡滑动面位置和破坏型式, 能根据边坡不同破坏形式和任意滑动面位置来计算边坡稳定系数, 它适用于边坡体不同地质条件和边坡各类破坏形式。在国内露天矿边坡稳定性计算中, 已得到广泛应用, 如兰尖铁矿、大冶铁矿、海南铁矿、永平铜矿和行洛坑钨矿等边坡工程中边坡稳定性计算均用此方法。

2. 有限单元法

是应力、应变分析法,即用弹性理论分析边坡体的应力状态。它只能分析在弹性阶段边坡体应力、应变和位移分析情况,不能对边坡体的破坏情况给出定量的分析。因此,当前在国内露天矿边坡稳定计算中应用该方法时,常用极限平衡法计算进行对比校核(如海南铁矿、新桥铜矿)。

该方法能适用于边坡岩体的复杂条件。

3. 概率分析法

只能用数理统计方法,分析研究影响边坡稳定诸因素的规律,求出边坡不稳定概率,但不能完全定量地给出边坡稳定或不稳定的程度。当前在国内露天矿边坡稳定性计算中应用该方法时,常用极限平衡计算法进行对比校核,如攀钢石灰石矿边坡稳定性研究。

该方法适用于边坡体的复杂条件,能根据边坡不同破坏类型用电子计算机算出边坡不稳定概率。

采用以上三种方法都必须获得边坡稳定性计算分析所需的各项资料,并将计算结果和类似矿山进行对比,在不具备边坡稳定性计算分析资料的情况下,可根据设计工程的具体条件,用类比法确定边坡角。

2.2.3.8 露天矿边坡角几个参考资料

(1) 大冶铁矿东露天扩帮区边坡建议值见表 2-2-15。

(2) 大孤山铁矿各工程地质分区边坡角初步推荐值见表 2-2-16。

(3) 不同矿山地质条件下露天矿边坡角的建议值见表 2-2-17。

(4) 国内露天矿边坡角统计和苏联《露天铁矿设计》一书对边坡岩石稳固性分类、边坡角概略值的推荐及苏联列宁格勒矿山设计院边坡角资料均见本书《矿床开采》卷上册第一章。

武钢大冶铁矿东露天扩帮区边坡角建议值

表 2-2-15

边帮区域	地质分区	岩 性	稳 定 条 件		边 坡 角
狮子山北帮东部	A	西部为呈肉红色黑云母中粗粒闪长岩,东部深灰色中细粒闪长岩。岩体为块状结构,比较完整,坚硬	干 边 坡 $\phi = 40^\circ$	$C = 5, K = 1.7$ $C = 10, K = 2.2$	49°
			断层充水 $\phi = 40^\circ$ $C = 5$	$L_1/2 \quad K = 1.7$ $3L_1/4 \quad K = 1.4$	46°
尖山东北端帮下部	BI	蚀变闪长岩和砂卡岩,由于蚀变强烈,强度较低;砂卡岩结晶粗,较硬。岩体为块状、散体和破碎结构	平 边 坡 $\phi = 40^\circ$	$C = 5 \quad K = 1.4$	47°
				$C = 10 \quad K = 1.6$	50°
尖山东北端帮上部	BI	变质闪长岩和黑云母辉石闪长岩,岩体较新鲜。坚硬、完整,属块状结构	按浸润水位线与坡顶之交点为 7 倍的坡高, $\phi = 40^\circ, C = 5$ 和 10 时分别计算		43° ($K = 1.3$) 50° ($K = 1.5$)

续表

边坡区域	地质分区	岩性	稳定条件	边坡角
尖山东部 端帮	C	上部岩石为轻微蚀变的变质闪长岩和 风化闪长岩。下部为未变质黑云母辉石闪 长岩, 块状结构完整、较硬	干边坡 $\phi = 40^\circ$ $C = 10 \quad K = 1.8$ $C = 5 \quad K = 1.4$ 水位数为7, $\phi = 40^\circ$ $C = \frac{5}{10} \quad K = \frac{1.3}{1.7}$ 时	50° 50°
尖山东南 端帮	D	下部为砂卡岩。中部为氧化矿体, 胶结 较好, 上部为矿化闪长岩, 近地表风化, 局部为半胶结的松散岩体。主要属散体, 碎裂结构	不会形成大楔体破坏。对边坡 顶部强风化岩体应注意	45°
尖山南部 东部	E	东部为薄层状石榴子石大理岩, 西部为 中厚层灰白、灰黑色团块大理岩。均为致密 坚硬大理岩, 岩体完整, 为层状结构	顺层理 $C = 1.5 \sim 2$ $\phi = 25^\circ \sim 27^\circ$ 切层理 $C = 30 \sim 40$ $\phi = 30^\circ \sim 33^\circ$	40° ($K = 1.8$) 40° ($K = 1.5$)
尖山南部 西部	F	36米水平以上为灰白色薄至中厚层团块 状大理岩; 36米以下为灰白色条带状大理 岩, 岩石较坚硬, 完整, 属层状结构	可按开拓运输条件确定	43°~45°

注: 1. 本表摘自《武钢大冶铁矿东露天扩帮区边坡稳定性研究》, 1984年3月。

2. 表中 L_1 为上滑面长度;

3. K 为稳定系数;

4. 粘着力 C 的单位为 (给出值 $\times 0.1 \text{MPa}$);

5. 边坡高度300~400m。

大孤山露天矿各工程地质分区边坡角初步推荐值

表 2-2-16

分区	亚区	分布	工程地质岩组特性	水文地质特征	边坡稳定条件	阶段坡 面角	总体坡 面角
I	I ₁	东山包 F ₁ 断层以东	千山花岗岩组浅红 色, 中粗粒结构, 岩 质坚硬, 抗压强度 $\sigma =$ 780, 容重 $\gamma = 2.6 \times$ 10^4N/m^3 , $C = 10.5$, $\phi = 35^\circ$	裂隙弱含水, 赋 存于风化和构造裂 隙中。单位涌水量 $Q = 0.0021 \sim 0.0412$ $\text{l/s} \cdot \text{m}$, 渗透系 数 $K = 0.01449 \sim$ 0.01562m/d , HCO_3 —Ca型水。区内沿 断裂有少量出水点	主要结构面倾角陡 直与边坡直交, 边坡 稳定条件好	65°~70°	45°~50°
	I ₂	采场东端			主要结构面与边坡 直交, 边坡稳定条件 好	65°~70°	45°~50°
	I ₃	东南帮 F ₁ 断层以东			走向331°, 节理面 影响台阶稳定, 产生 平面滑落	60°~65°	40°~45°

续表

分区	亚区	分布	工程地质岩组特征	水文地质特征	边坡稳定条件	阶段坡面角	总体坡面角
I	I ₁	F ₁ 断层至中部玢岩	片麻状混合岩组, 岩质坚硬, $\gamma=2.6$, $\sigma=1063$, $C=7.5$, $\phi=35^\circ$	裂隙弱含水。 $K=0.004\sim0.034$ m/d, 西南带有大量出水点, 形成渗水带, 由孔隙潜水补给。对于边坡稳定不利, 出水点主要分布于 I ₃ 亚区	层间错动面, 纵节理和 NEE 向结构面组合形成楔体滑落		
	I ₂	中部玢岩分布区	玢岩、脉岩组、片麻状混合岩组		岩脉中形成局部楔体滑落, 混合岩中层间错动面, 纵节理与 NE 和 NEE 向的张、扭性断裂形成楔体滑落	55°	38°~43°
	I ₃	中部玢岩以西	片麻状混合岩组		层间错动面。纵节理和 NEE 向、NE 向扭性和张性断裂形成楔体滑落或平面滑落, 地下水对边坡稳定不利		
II	II ₁	采场西北山包	灰黑色石墨千枚岩和少量灰绿色绢云母千枚岩, $\sigma=382$, $\gamma=2.56\times10^4$ N/m ³ , $C=0.7$, $\phi=32^\circ$	隔水、岩质软, 具塑性, 裂隙闭合	岩性较弱, 片理发育。台阶自行滑落, 边坡稳定条件很差	50°~55°	37°
	II ₂	采场西北部至 F ₁₁	混合花岗岩组灰白色, 中粗粒结构岩体下部片麻理显著	裂隙弱含水	西部 F ₁₁ 断层影响岩体破碎, 稳定条件差, 其余稳定条件较好	55°~60°	(35°~40°)
N	N ₁	采场北带	绿泥石英片岩组, 薄层构造, $\sigma=956$, $\gamma=2.65\times10^4$ N/m ³ , $C=6.2$, $\phi=31^\circ$	裂隙弱含水, $K=0.0015$ $Q=0.0018\sim0.0028$ l/s.m	层理与边坡反向, 边坡稳定条件较好, 但应注意, 断层影响	65°	38°~43°
	N ₂	采场中部	条带状含铁石英岩组即铁矿层岩质坚硬	裂隙弱含水, $K=0.02158$ $Q=0.0061\sim0.8529$	层理与边坡反向, 岩质坚硬, 边坡稳定条件好		
V	V	F ₁ ~F ₁₁ 断层破碎带	混合花岗岩, 糜棱岩, 花岗岩, 玢岩等	隔水	边坡稳定条件较差	50°~55°	35°~38°

注: 1. σ 和 C 的单位: (给出值 $\times 0.1$ MPa);

2. 摘自《大孤山露天矿边坡工程地质调查及稳定性初步评价报告》, 1983年6月。

不同矿山地质条件下露天矿边坡角的建设值

表 2-2-17

边坡岩石的一般特性及分級	地质条件和主要影响因素	边坡角
I。主要是稍有裂隙的坚硬岩石	平台宽度、阶段（单段或双段）高度及阶段的坡面角，都与弱面（层理、片理、构造破坏和大裂隙缝）朝露天矿一侧的倾角有关	至60°
II。裂隙非常发育的坚硬岩石	不存在方位不利的弱面	40°~45°
III。除有坚硬的岩石外，边坡中还有绿泥片岩、絹云母片岩、滑石绿泥片岩以及风化的致密砂质粘土岩	岩层倾角大于40°和深度大于200m的底板边坡，不存在向露天矿一侧倾斜和延伸很大的弱面 存在向露天矿一侧倾斜的弱面 岩层埋藏呈盆地形	38°~45° 30°~40° 25°~30°
IV。边坡或边坡的某些地段为松散（不致密的）和不连结的沉积岩或完全碎解（风化）的岩石	主要是砂砾地层，白垩纪地层，风化地层，喷出地层和其他渗透性好的地层；边坡的底部无塑性粘土和弱面 在边坡的中部或下部有水平的或整合的倾斜弱面或塑性粘土层；边坡的基底为塑性粘土	25°~30° <25°

注：本表摘自《矿山岩石力学基础》，煤炭工业出版社，1981年12月。

2.3 边坡加固

2.3.1 概述

边坡加固常用抗滑桩、锚杆（索）、挡墙、削坡减载和压脚等来改善边坡力学条件，用排除地表水和疏干坡体内的地下水来消除或减轻水的作用，用化学灌浆和松动爆破滑动面等来增强滑坡体的岩石物理力学性质或强化岩石等。边坡加固方法适用于露天矿最终采场边坡及处于初期破坏阶段的露天矿边坡。对边坡加固地段事先应全面了解滑坡体的滑动原因、空间位置、滑动规模和方式、岩体力学性能、地质构造、水文地质参数、爆破振动、地震或其它外力对边坡的影响，然后进行科学分析，提出有效的加固方法。

2.3.2 锚杆（索）加固

2.3.2.1 锚杆（索）类型、锚固原理和应用条件

用金属材料锚固边坡主要有锚杆和锚索两种。锚杆类型有：抗弯、预拉、剪切和抗拉四种。常用的为剪切锚杆。

锚杆（索）锚固的原理是在稳固的岩体中，使锚杆周围岩石互相挤压，锚杆与岩石联成一个整体，形成一个挤压带（如图 2-2-37 所示），阻止岩体的变形和破坏，改变边坡内部岩体的应力状态，从而提高边坡不稳定部分岩体的整体性和稳固性。

锚杆（索）应用条件见表 2-2-18。

2.3.2.2 锚杆（索）的设计和计算

1. 滑体剩余下滑力计算

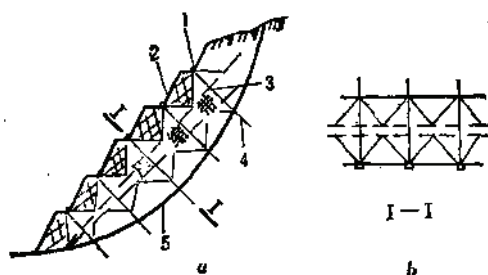


图 2-2-37 锚杆加固边坡作用原理

a—作用原理；b—连续压缩带 1—锚头；2—未被锚杆加固
边坡表面岩石；3—锚杆；4—锚固段；5—滑动面

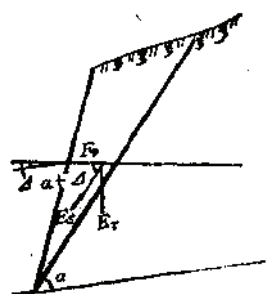


图 2-2-38 锚杆力系图

锚杆(索)应用条件

表 2-2-18

项 目	锚 杆	锚 索
锚杆与锚索相比	锚杆的柔性差，长锚杆不宜在窄阶段安装	不受此限
	锚杆如果安装不当，易受弯曲应力，影响其效果	即使在复杂的受力状态下也能自行调整，以适应岩体变形，始终处于良好状态
适用条件	层状、破碎状岩体，或较复杂的滑动面	
具备条件	边坡上有一个潜在的剪切破坏面(或滑动面)，此面通过坡脚，并与水平成 α 角度(图 2-2-39)，位于破坏面和边坡面之间的岩石是潜在的不稳定岩体，在破坏面范围外的岩体是稳定的和适合于锚杆(索)锚固的	

先作潜在滑体的稳定性计算，求得抗滑力和下滑力，然后用公式(2-2-19)计算滑体剩余下滑力。

$$E_s = K \sum W_i \sin \alpha_i - \sum W_i \cos \alpha_i \tan \phi_i - \sum C_i l_i \quad (2-2-19)$$

式中 E_s ——滑体剩余下滑力， $\times 10^4 \text{N}$

K ——按工程要求的边坡稳定系数，

W_i ——第*i*块滑体条块重量， $\times 10^4 \text{N}$ ，

α_i ——第*i*块滑体条块与水平面夹角， $(^\circ)$ ，

C_i ——第*i*块滑体条块的粘聚力， $\times 0.01 \text{MPa}$ ，

ϕ_i ——第*i*块滑体条块的内摩擦角， $(^\circ)$ ，

l_i ——第*i*块滑体条块的面积， m^2 。

2. 作用在锚杆(索)上剪切和抗拔力的计算

依据图 2-2-38，将 E_s 力分解为垂直作用于锚杆(索)上的剪切力和沿锚固方向作用于锚杆(索)上的抗拔力。计算公式如下：

$$F_r = E_s \sin(\alpha + \delta) \quad (2-2-20)$$

$$F_T = E_s \cos(\alpha + \delta) \quad (2-2-21)$$

式中 F_r ——作用于锚杆上剪切力， $\times 10^4 \text{N}$ ，

F_T ——作用于锚杆抗拔力， $\times 10^4 \text{N}$ ，

Δ ——锚杆与水平面夹角或称锚杆安装角，一般取 $\Delta = 5^\circ$ 。

3. 锚杆（索）规格的确定和数量的计算

锚杆（索）规格确定：以获得最小数量的锚杆（索）的最大锚固力为原则。一般选用 $\phi 22$ 螺纹钢筋或 $\phi 32$ 的 16Mn 螺纹钢。螺纹钢数量计算公式为：

$$n = \frac{F_T}{A[\tau]} \quad (2-2-22)$$

式中 n ——螺纹钢筋数量，根；

A ——钢筋有效截面积， cm^2 ；

$[\tau]$ ——钢筋允许剪应力， $\times 0.1\text{MPa}$ ；

$[\tau] = (0.5 \sim 0.8)[\sigma_t]$

$[\sigma_t]$ ——螺纹钢筋允许拉应力， $\times 0.1\text{MPa}$ 。

4. 锚杆锚固位置的确定和布置

锚固位置确定取决于锚杆间距。合理的间距应使被加固岩体内部形成一连续的压缩带（图 2-2-37b），其宽度大致为锚杆长度的 $1/3 \sim 1/4$ ，锚杆布置取决于加固岩体范围和地质条件。锚杆加固边坡布置见图 2-2-39。

5. 锚杆（索）钻孔深和长度计算

锚杆钻孔深是由锚杆全长来决定的。锚杆全长 L 包括锚头、张拉段（传力段）和锚固段。锚头长度 L_1 一般为 0.5m ；张拉段长度 L_2 是从坡面孔口到潜在滑面的距离；对于钻孔砂浆锚杆，锚固段长度 L_3 是根据锚杆所承受的拉拔能力 F_T 及钢筋砂浆与孔壁岩层间的有效粘结应力 e_d 来计算的。当按公式 (2-2-23) 计算出的 L_3 值很小时，则可按一般经验取锚杆 $L_3 = 2 \sim 2.5\text{m}$ ，锚索 $L_3 = 3 \sim 5\text{m}$ 。锚固段长度 L_3 的计算公式为：

$$L_3 = \frac{F_T}{\pi D e_d} \quad (2-2-23)$$

式中 L_3 ——锚杆（索）锚固段长度， m ；

D ——钻孔直径， mm ；

e_d ——钢筋砂浆与钻孔壁岩层间的有效粘结应力（可根据实测求得）， $\times 0.1\text{MPa}$ 。

6. 锚杆（索）加固后边坡稳定性验算

锚杆（索）加固后边坡稳定性可按公式 2-2-19 或 2-2-21 进行验算。锚杆与滑坡体相互作用力学关系见图 2-2-40。

对于钻孔砂浆锚杆

$$K = \frac{\sum W \cos \alpha \tan \phi + P [\sin(\alpha + \Delta) \tan \phi + \cos(\alpha + \Delta)] + \sum C!}{\sum W \sin \alpha} \quad (2-2-24)$$

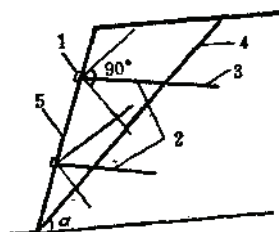


图 2-2-39 锚杆加固边坡布置
1—锚头；2—锚杆；3—锚固段；
4—滑动面；5—边坡面

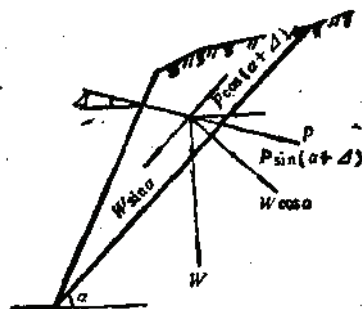


图 2-2-40 锚杆与滑坡体相互作用力学关系示意图

$$P = \frac{K \cdot \Sigma W \sin \alpha - \Sigma W \cos \alpha \tan \phi - \Sigma C l}{\cos(\alpha + \Delta) + \sin(\alpha + \Delta) \tan \phi} \quad (2-2-25)$$

对于钻孔预应力锚杆

$$K = \frac{\Sigma W \cos \alpha \tan \phi + P \sin(\alpha + \Delta) \tan \phi + \Sigma C l}{\Sigma W \sin \alpha - P \cos(\alpha + \Delta)} \quad (2-2-26)$$

$$P = \frac{K \Sigma W \sin \alpha - \Sigma W \cos \alpha \tan \phi - \Sigma C l}{K \cos(\alpha + \Delta) + \sin(\alpha + \Delta) \tan \phi} \quad (2-2-27)$$

式中 P ——锚杆对滑体提供的总的抗滑力, $\times 10^4 \text{N}$ 。

2.3.2.3 计算实例(海南铁矿)

1. 加固边坡条件

$H = 48 \text{m}$; 走向长度 60m ; $\alpha = 37^\circ$; $\Delta = 5^\circ$; $C = 2.1 \times 0.01 \text{MPa}$; $\phi = 34^\circ$; $\gamma = 2.6 \times 10^4 \text{N/m}^3$; $\beta = 45^\circ$ 。

2. 锚杆设计和计算

滑体的抗滑力和下滑力计算见表 2-2-19; 其余各项计算见表 2-2-20。

滑体的抗滑力和下滑力

表 2-2-19

计 算 参 数	计 算 结 果		总 计
条 块 号	1	2	
岩石性质	Z_1	Z_2	
W_i ($\times 10^4 \text{N}$)	85.3	748.3	
α_i ($^\circ$)	62	37	
ϕ_i ($^\circ$)	34	34	
C_i ($\times 0.01 \text{MPa}$)	2.1	2.1	
l_i (m^2)	13	60	
$\Sigma W_i \sin \alpha_i$	75.75	450.63	526.4
$\Sigma W_i \cos \alpha_i \tan \phi_i + \Sigma C_i l_i$	54.46	529.35	583.8

锚 固 计 算

表 2-2-20

计 算 项 目	参 数 选 择 或 说 明	计 算 步 骤 及 结 果
滑体剩余下滑力计算	按工程要求取 $K = 1.15$	由公式(2-2-19)得: $E_s = 22 \times 10^4 \text{N}$
作用在锚杆上剪切和抗拔力计算	依据 F_r 、 F_T 值, 取加固锚杆水平距离 $S = 4.0 \text{m}$, 求出锚杆实际承受力 F'_r 、 F'_T	由公式(2-2-20)和公式(2-2-21)得: $F_r = 15 \times 10^4 \text{N}$ $F_T = 16 \times 10^4 \text{N}$ $F'_r = F_r S = 60 \times 10^4 \text{N}$ $F'_T = F_T S = 64 \times 10^4 \text{N}$
锚杆规格选定和数量计算	采用钻孔砂浆锚杆, 选用 $\phi = 32 \text{mm}$, 16Mn 螺纹钢, 有效直径 $\phi = 30 \text{mm}$, $A = 7.07 \text{cm}^2$ $[\sigma_r] = 3400 (\times 0.1 \text{MPa})$ 取 $[\tau] = 0.7[\sigma_r] = 2380 (\times 0.1 \text{MPa})$	由公式(2-2-22)得: $n = F_r / A[\tau] = 3.56 \text{根}$, 取 4 根 锚杆总根数 $N = n \frac{60}{S} = 60 \text{根}$

续表

计 算 项 目	参 数 选 择 或 说 明	计 算 步 骤 及 结 果
锚杆锚固位置确定和布置	根据加固地段边坡地质条件, 在36~84m水平高程上每个阶段布置一排锚杆, 均布置在阶段坡脚处(图2-2-41)	
锚杆钻孔深和长度计算	锚头长度取 $L_1 = 0.5\text{m}$, 张拉段平均长度(由剖面图上滑体内量得) $L_2 = 12\text{m}$, 取 $D = 110\text{mm}$, $\sigma_d = 2(\times 0.1\text{MPa})$	由公式(2-2-23)得: $L_3 = 2.3\text{m}$, 取 $L_3 = 2.5\text{m}$ 锚杆全长: $L = L_1 + L_2 + L_3 = 15\text{m}$
锚杆加固后边坡稳定性验算	由公式(2-2-25)和公式(2-2-26)得: $P = 18(\times 10^4\text{N})$ $K = 1.15$	

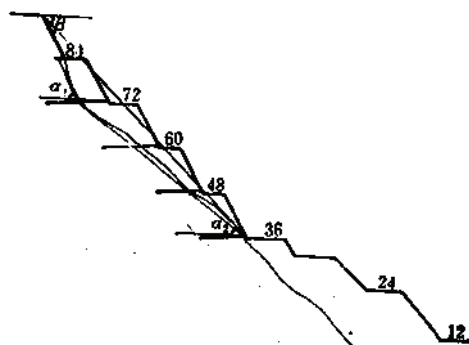


图 2-2-41 锚杆布置图

2.3.3 抗滑桩加固

2.3.3.1 抗滑桩类型、加固原理和应用条件

一般常用的抗滑桩为弹性全埋式钢轨混凝土圆形桩和钢筋混凝土矩形、方形桩。抗滑桩的类型见表2-2-21。

抗滑桩的作用是利用桩埋入稳固岩体中, 使滑体下滑力的一部分由桩来承受, 另一部分通过桩传入稳固岩体中去, 以减少对下部滑体的下滑力, 从而提高边坡稳定性。对于钻孔钢轨抗滑桩, 它是利用灌入孔内的混凝土使桩与岩体胶结成一体, 阻止滑体移动。

抗滑桩应用条件见表2-2-22。

抗 滑 桩 类 型

表 2-2-21

分 类 方 法	桩 的 名 称
按桩的刚度分	刚性桩、弹性桩
按桩的埋设条件分	悬壁式、全埋式
按材料分	木桩、钢桩、钢筋混凝土桩
按桩的截面分	方形、圆形、矩形桩
按桩的施工方法分	钻孔、挖孔、打入桩

抗滑桩应用条件

表 2-2-22

适用条件	裂隙不大发育、完整性较好的岩体, 缓倾角(陡倾角不能用)中厚层岩体, 滑动面较单一
具备条件	有一个明显的滑动面, 滑面以下为较完整的基岩(或密实的基础), 能提供足够的锚固力, 桩的下部有一块一定体积而且稳定性较高的岩体

2.3.3.2 抗滑桩的设计和计算

1. 滑体剩余下滑力计算

先作潜在滑体的稳定性计算, 求得抗滑力和下滑力, 尔后用公式(2-2-28)计算滑体剩余下滑力, 即:

$$E_n = KW_i \sin \alpha_i - W_i \cos \alpha_i - C_i l_i + E_{i-1} \phi_i \quad (2-2-28)$$

$$\phi_i = \cos(\alpha_{i-1} - \alpha_i) - \sin(\alpha_{i-1} - \alpha_i) \tan \phi_i \quad (2-2-29)$$

式中 E_n ——滑体剩余下滑力, 10^4N ;

E_{i-1} ——第 $i-1$ 块滑体条块的剩余下滑力, 10^4N ;

α_{i-1} ——第 $i-1$ 块滑体条块与水平面夹角, $(^\circ)$;

ϕ_i ——力的传递系数。

2. 桩型和规格确定及桩的内力计算

根据加固地段地质和施工条件及工程要求确定桩型和规格。桩内力计算方法, 对于弹性全埋式桩一般有悬壁桩法、地基系数法和近似的最大剪力法。后一种方法只计算出桩体承受的最大剪力 P (或最大滑坡推力), 较简便, 但偏安全。桩的内力计算公式为:

$$P = 2[\sigma_t]W/L \quad (2-2-30)$$

$$[\sigma_t] = \sigma_t / 1.3 \quad (2-2-31)$$

式中 P ——桩体承受最大剪力或最大滑坡推力, 10^4N ;

$[\sigma_t]$ ——桩材允许抗拉强度, $\times 0.1 \text{MPa}$;

σ_t ——桩材抗拉强度, $\times 0.1 \text{MPa}$;

L ——最大正负弯矩之间的距离, cm ; 一般 $L = 50 \sim 75 \text{cm}$

W ——桩的截面模量, cm^3 ;

$$\text{对于矩形钢筋混凝土桩, } W = \frac{1}{6}ba^2$$

a ——矩形长边;

b ——矩形短边; 对于钢轨抗滑桩, W 值见表 2-2-23。

3. 桩的数量计算

是根据加固地段地质质量和加固范围以及选定桩的间距后确定的。对于钢轨桩, 用公式(2-2-32)计算。

$$N = E_n \cos \alpha / Q \quad (2-2-32)$$

$$Q = \tau J b / s_1 \quad (2-2-33)$$

式中 N ——抗滑桩数量, 根;

Q ——钢轨弯曲时的剪力强度, $\times 10^4 \text{N}$;

τ ——钢轨单位剪力强度, $\times 0.1 \text{MPa}$;

鋼軌抗滑性能

表 2-2-23

名 称		钢 轨 类 型					($\times 9.8\text{N/m}$)
		18	24	33	38	43	50
截面积(cm^2)		23.07	31.24	42.05	49.50	57.00	65.80
重心距离	$Z_{\text{下}}(\text{cm})$	4.29	5.305	5.76	6.67	6.85	7.10
	$Z_{\text{上}}(\text{cm})$	4.71	5.395	6.24	6.67	7.15	8.10
惯性矩	$J_x(\text{cm}^4)$	240	486	821.9	1204.4	1489	2037
	$J_y(\text{cm}^4)$	41.1	80.46	165.1	209.3	260	377
截面模量	$W_{\text{下}} = \frac{J_x}{Z_{\text{下}}} (\text{cm}^3)$	56.1	91.64	142.6	180.6	217.3	287.2
	$W_{\text{上}} = \frac{J_x}{Z_{\text{上}}} (\text{cm}^3)$	51.0	90.12	131.8	178.9	208.3	251.3
	$W_y = \frac{J_y}{B/2} (\text{cm}^3)$	10.3	17.49	30	36.7	45	57.1

J ——钢轨中性轴上惯性矩, cm^4 ;

b ——钢轨腹板宽度, cm;

S_1 ——钢轨中性轴上的静矩。

4. 桩位确定及布置

一般应设在滑体的中下部位，若滑面形状复杂，倾角变化大，则桩要设在尽可能缓的地段。对于局部单阶段的桩位宜设于靠阶段的坡脚处；对于整体滑坡的桩位宜设于滑体全高的从上而下的 $2/5$ 或 $1/3$ 处；对于综合加固，当桩与杆联合加固时，一般桩位设于阶段上，杆位设于坡面上，桩布置所包括的桩间距、排距和桩埋入稳固基岩的深度见 表 2-2-24。

5. 桩的强度及稳定性校核

桩的强度校核, 指桩材抗剪强度和滑体作用在桩上轴向应力的校核。

桩间距、排距及埋入基岩深度

表 2-2-24

矿 山 名 称	钻 孔 抗 滑 桩 (m)			钢 筋 混 凝 土 桩 (m)		
	间 距	排 距	基岩中深度	间 距	基岩中深度	截面尺寸
一 般	3~5或6~7	2~3	3.5~5	5~8	5~8	1.8×1.2 或2×3
大冶铁矿	3	2~5	5		或桩长度	
白银铜矿	4~5	2~5	3.5~5		0.5~0.6倍	
海州煤矿	3~5	2.5~4	3.5~4			

圆形桩直径一般为：250~300(mm)

桩的稳定性校核,要求桩周围岩体强度保持弹性状态;而桩在滑体中某长度内的最大单位弹性抗力 σ_e 要小于桩周围岩体的弹性允许应力 σ_c ;桩身的稳定性(桩下侧岩体要保持稳定)即桩在滑面以上的总的弹性抗力 ΣX 要小于桩下侧岩体的净水平阻力 F_n 。

桩的强度校核可用公式(2-2-3)4和(2-2-35)计算。

$$\tau = [(0.5 \sim 0.8)(\sigma_t)S_z] > E_x \quad (2-2-34)$$

$$\sigma_y = \left[\frac{M}{W} + \frac{E_x \sin \alpha}{S_z} \right] < [\sigma_t] \quad (2-2-35)$$

式中 S_z ——桩材的截面积, cm^2 ;

E_x ——滑体作用在桩上的水平推力, 10^4N ;

σ_y ——滑体作用在桩上的轴向应力, $\times 0.1 \text{MPa}$;

M ——滑面处桩的弯矩, $\times 10^4 \text{N} \cdot \text{m}$;

τ ——同前。

2.3.4 其它加固

包括挡墙、削坡减载和压脚、注浆、松动爆破滑动面和综合加固。

2.3.4.1 挡墙

它是依靠挡墙的自身重量来抵抗滑坡体的推力,增加滑体的抗滑力。一般适用于破碎松散浅层滑坡体,要求滑床较坚固,允许承载力较大,不适用于滑床松软且滑面易向下或向上发展的滑坡体加固。

常用挡墙有钢筋混凝土、砌片石和锚杆挡墙(图2-2-42)。

挡墙加固边坡时,由于挖墙基要破坏滑体以及墙身的巨大重量,增加了下阶段的附加载荷,不利于下阶段边坡稳定,故很少应用。

2.3.4.2 削坡减载和压脚

削坡减载方法适用于推移式滑动变形边坡加固(图2-2-43),对于牵引式滑坡或边坡体(滑动带),则不宜采用。此方法不仅要通过稳定性验算拟定,还要结合具体地质条件而决定。

压脚加固可以从坡顶处向下放缓坡面,以增加边坡体下部重量;也可以对坡脚堆砌加载(要有足够场地堆放压脚岩土),增加滑体抗滑力。

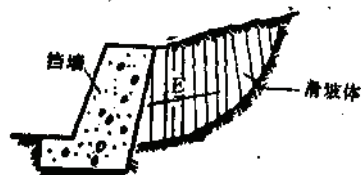


图 2-2-42 抗滑挡墙加固



图 2-2-43 减载压脚布置示意图

2.3.4.3 注浆

适用于强烈风化的坚硬岩石和粗砂或卵石组成的岩体。当裂隙中无粘土充填时, 注浆效果最好; 当滑动面是渗透性差的粘塑性岩土时, 用此方法不能收到预期效果。对于水文地质条件复杂、具有小裂隙的坚硬、半坚硬岩石边坡也可采用树脂化(合成树脂)注浆液加固。

但要注意: 在使用此方法之前, 必须准确了解滑动面的深度和形状; 注浆管必须下到滑动面以下一定深度。

2.3.4.4 松动爆破滑动面

此方法只要爆破参数, 如孔距、孔深、药量和爆破技术控制合适, 对稳定滑坡有一定效果。但该方法只适用于层状顺层滑坡体(如煤矿、石灰石矿), 而且加固效果多半是暂时的、有限的, 并与爆破技术有很大关系。

2.3.4.5 综合加固

当采用上述方法中一种方法加固边坡不能得到预期效果时, 可根据具体地质条件和工程实际要求采用不同组合形式的综合加固。

1. 综合加固形式

常用的综合加固形式有: 钢筋混凝土桩配合锚杆, 见图 2-2-44; 钢筋混凝土桩和锚杆配合岩石注浆, 见图 2-2-45; 钻孔钢轨抗滑桩、锚杆和削坡减载, 见图 2-2-46。



图 2-2-44 钢筋混凝土桩配锚杆
1—钢筋混凝土桩; 2—锚杆

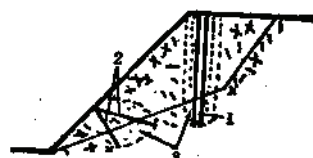


图 2-2-45 钢筋混凝土桩和锚杆配岩石注浆
1—钢筋混凝土桩; 2—锚杆; 3—注浆带

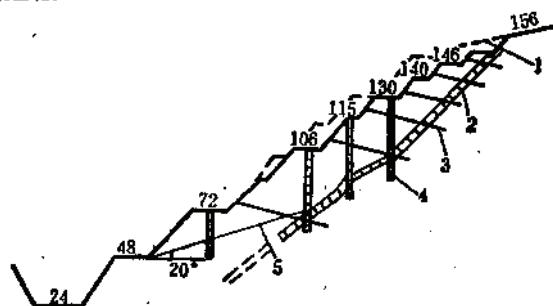


图 2-2-46 钻孔钢轨抗滑桩、锚杆和削坡减载加固布置
1—削坡前地形; 2—填塞岩; 3—预应力锚杆;
4—钻孔抗滑桩; 5—节理光面

2. 加固方案比较实例(大冶铁矿)

综合加固与大削坡剥离方案比较结果和评价见表 2-2-25。

综合加固与大削坡剥离方案比较结果和评价

表 2-2-25

基本条件或设计项目	参 数 选 择 或 比 较 内 容	
滑坡地质特征	滑坡体岩石为一般变质风化闪长岩和变质风化闪长岩,节理裂隙发育,蚀变严重,在裂隙面中,有绿泥石、高岭土泥质物,遇水易软化;滑体东西侧有两条(F_1、F_2)断层,上部边界为煌斑岩脉,下部有一条顺坡向呈20°的节理光面(图2-2-47);滑体上部沿煌斑岩脉下部沿节理光面而滑动,是一个上陡下缓的双滑块滑动面的滑坡模式;岩体强度指标: $C = 4.5 \times 10^4 \text{ N/m}^2$, $\phi = 30^\circ$	
加固边坡范围	加固边坡高108m,宽90m,加固部位的加固结构布置见图2-2-46	
加固方案选定	采用上部局部削坡减载、喷浆护面和预应力锚杆,下部用深孔钢轨潜柱抗滑和水平孔疏水的综合加固方案	
加固参数确定及其计算	局部削坡减载:将滑体上部坡面上的松散破碎岩石 3.3 万 m^3 进行削坡处理。预应力锚杆加固:选用$\phi = 32 \text{ mm}$、16Mn螺纹钢,用YQ-100钻机穿孔,锚孔直径100mm,平均长度20~25m,加固地段锚杆总数132根 深孔钢轨潜柱抗滑:用2根18°和1根43°钢轨组成组合钢轨潜柱,柱孔径250mm,孔深25~28m,柱长12.5~15m,加固地段柱总数76根。 喷浆护面,水平钻孔疏水:在坡面上喷射混凝土,防止坡面岩石风化;用水平钻孔疏干暴雨后渗入滑体内的积水,孔深25~28m	
加固工程材料费用	$\phi 32 \text{ mm}$ 螺纹钢	5850元
	500°水泥	8506元
	碎石和砂子	5887元
	18°、24°和43°钢轨	37538元
	其 它	3100元
	总 计	60880元
综合加固与大削坡剥离费用比较	综 合 加 固	大 削 坡 剥 离
	加固滑体量16.7万 m^3 局部削坡费47.7万元 加固材料费6.1万元 工程工资费3.9万元 钻孔桩穿孔费0.3万元 锚杆穿孔费1.9万元 总 费 用59.9万元	加固滑体量16.7万 m^3 大削坡量150.0万 t 电铲装车、汽车运输剥离费67.5万元 电铲装车、汽车下工作面卸车费52.0万元 电机车运输剥离费90.0万元 总 费 用209.5万元
加固经济效果	综合加固方案的总费用为大削坡剥离方案的总费用的30%,加固1 m^3 岩体所需费用:综合加固方案3.58元/ m^3 ,大削坡剥离方案12.54元/ m^3 。经济效果显著	
加固效果评价	综 合 加 固	大 削 坡 剥 离
	局部削坡与加固工程可同时进行,整个工程历时11个月,缩短工期一年	需剥离150万 t 岩石,不仅工程量大,费用高,且工期长,对生产影响较大

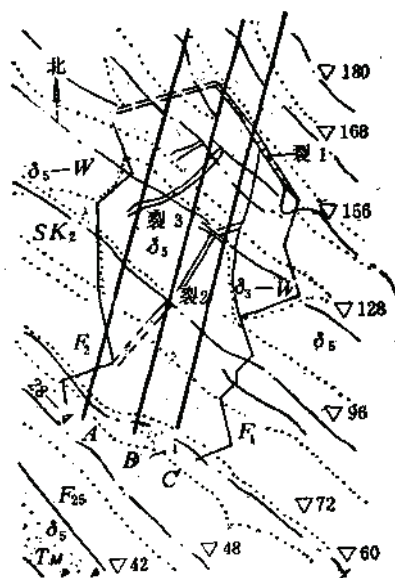


图 2-2-47 滑体平面示意图

2.3.5 国内外露天矿边坡加固实例

详见表 2-2-26。

国内外露天矿边坡加固实例

表 2-2-26

矿山名称	加固地段	地质条件及滑移原因	加固方法及工程量	加固效果	加固后经济效益	施工日期
大冶铁矿	东采场北帮狮子山西区, 48~156 水平, 即“1”号滑体	(1) 滑体为变质风化闪长岩, 节理发育, 蚀变严重, 风化破碎, 在裂隙中有遇水易软化的绿泥石、高岭土泥质物; (2) 滑体东西两侧有控制滑动边界的 F_1 、 F_2 断层; (3) 1973 年 1 月 6 日因开采爆破引起滑坡, 当时用清方减载处理削坡量 59 万 m^3 。滑体范围, 高 108m, 长 80~90m	上部局部削坡减载、喷浆护坡面, 预应力锚杆锚固; 中下部用深孔钢轨滑桩抗滑, 太平孔疏水 滑体表层削坡量为 3.3 万 m^3 , 预应力锚杆 132 根, 抗滑桩 76 根; 加固不稳定体 16.7 万 m^3	加固前滑体位移速度很大, 加固后滑体日趋稳定, 滑体经雨季和爆破震动未发现移动, 获得良好效果	方案比较结果, 综合加固方案总费用 59.8 万元; 大削坡方案总费用 209.5 万元。故用综合加固方法比常规剥离方法优越	1977 年至 1978 年
	东采场狮子山南帮 F_{25} 断层破碎带	(1) F_{25} 断层破碎带位于矿体下盘, 其方位角, 205°, 倾角为 70°。断层与边坡走向夹角 50° (2) F_{25} 断层由于边坡开挖后产生位移, 直接影响 72 米水平铁轨路基稳定性	采用孔径 300mm 的钻孔, 18°、43° 钢轨组合的钢轨抗滑桩, 辅以砌片石护坡墙和在滑体两侧设水沟的综合加固方法。加固桩 39 根, 加固岩体 19 万 m^3	经应力测量, 桩最大累积应力小于钢轨屈服应力; 五年多重车运行, 路基稳定, 效果良好		1973 年

续表

矿山名称	加固地段	地质条件及滑移原因	加固方法及工程量	加固效果	加固后经济效益	施工日期
大冶铁矿	西采场铁门坎南帮	(1)加固地段地表为粘土堆积物,基岩为破碎节理发育的大理岩,有溶蚀带存在,沿接触带溶蚀发育,有断层穿过本区段; (2)上部岩层和顺层节理走向与边坡走向一致; (3)几次暴雨后台阶面已发生小型塌方。加固范围:高24m,长42m	采用钻孔钢筋混凝土砂浆锚杆加固方法。加固锚杆28根,加固岩体7788.5m ³	加固后阶段稳定,效果良好	加固总费用9347元	1976年
白银露天矿	一号采场东帮运输公路	(1)滑坡地段处于矿区大背斜北翼,岩层为绿泥石化石英角闪凝灰岩,片理和节理发育,在滑坡区南段节理倾向采场与边坡交角不大,节理面倾角小于台阶坡面角,还有一组与节理平行的面光滑的片理面。在滑坡地区北段有软弱的层理面; (2)由于台阶面的形成而切坡脚使滑体失稳下滑。滑坡地段范围:长60m,高10~24m	钻孔钢筋抗滑桩加固坡脚,锚杆锚固坡面,局部混凝土护坡。 1975、1976年两年加固桩共98根,杆200根,混凝土挡墙270m	经岩移观测和应力测量证明效果良好,即加固后边坡稳定,未产生新的位移和滑移,距加固区10m处放炮边坡岩体未出现整体性移动		1975年至1976年
义马北露天煤矿	外排弃场撒灰台滑坡	(1)滑坡位于外排弃场西南边坡410~430m水平之间,东西走向长170m,滑体平均厚度10m; (2)滑面位于原排土场基底以下红土层与基岩风化壳之交界面,滑面倾角6°~13°,内摩擦角18°13'	用断面2×3m ² 的抗滑桩加固。加固桩22根,加固岩体30万m ³	使已滑动的滑体逐渐稳定下来,确保了排弃场安全,是四年时间证明效果良好		1975年
海州露天煤矿	西南帮滑坡	(1)滑体由表土和风化的松软基岩组成; (2)由地表水和老井中水不断流入从地表以下的40m高程的滑坡体	在滑体地段掘进疏水平巷与老井贯通,并以超前钻孔放水,使老井和冲积层中水位降低。 加固岩体3万m ³	加固后涌水量稳定在18.93m ³ /s(初期钻孔涌水量81.93m ³ /s)经七年证明滑体未再移动,铁路运输正常,效果良好		1972年
	西区北帮V86m站滑坡	(1)滑体由煤层和岩层组成,层面倾角17°~21°,滑体高度46m;	用钻孔钢筋抗滑桩和地面排水系统加固。在滑体5个台阶	使易于滑落的滑体稳定下来,维持三年稳定期		1974年

续表

矿山名称	加固地段	地质条件及滑坡原因	加固方法及工程量	加固效果	加固后经济效果	施工日期
忻州露天煤矿	西区北邦 V86m站 滑坡	(2)煤层顶板为砂质页岩, 底板以下为黑色砂质页岩, 滑面为煤层与黑色砂质页岩界面; (3)滑体底板在E ₃ 断面处被切断, 1974年7月15日, 使E ₁ ~E ₃ 断面范围内从V86m站至V38m站间铁路干线发生位移, 使滑面发生整体滑动	上布置5排100根抗滑桩。加固岩体30万m ³			1974年
	东北环槽坡	(1)滑体为透水性较差的炭质页岩, 滑面下为透水性较好的砂质页岩; (2)滑体处于缓慢移动阶段	用松动爆破滑动面方法, 共穿孔80个。加固岩体12.62万m ³	使滑面处的 ϕ 值由19°提高到24°, 稳定系数提高0.2, 破碎岩石间的 ϕ 为31°, 使滑体中地下水顺利下泄		1974年
云南皂角露天煤矿	非工作帮		加固方法: 打钢轨桩, 开挖地面排洪沟; 用降水井疏干地下水, 平整坡面, 填平水塘; 扩采扰动土, 加宽安全平台。加固岩体12万m ³ , 清理量10万m ³	使边坡基本稳定		1974年
铜川前河露天煤矿			施工钢筋混凝土桩34根, 钢轨桩89根, 加固岩体400万m ³	保证工业广场的安全, 效果好		1974年至1975年
美国亚利桑那州双峰铜矿	南帮边坡	(1)边坡上部冲积层和下部长白砂岩层被二组断层弱面所切割, 断层和节理发育; (2)边坡地下水不大, 但暴雨后造成边坡少量移动。加固范围, 高60m长61m, 上已覆盖冲积层厚107m, 边坡角38°	施工锚索40根, 加固岩体20万t, 覆盖冲积层20万t, 共40万t	经岩移观测证明边坡位移速度很快下降了, 有效地防治了岩层继续移动	施工总费用4.5万美元	1972年至1973年
苏联库东干申甘露天矿	南帮边坡	(1)加固区为正长—闪长岩, 岩体破碎, 裂隙发育; (2)边坡被倾向采场的大断层切割, 断层与边坡走向成锐角相交。加固范围, 用注浆法125m, 用钢轨桩法120m	(1)施工钢轨桩35根, 加固岩体3万m ³ (2)施工注浆孔25个, 加固岩体1.4万m ³	由于注浆大大增强了裂隙面的粘聚力, 经岩移观测边坡稳定, 效果良好		

第三章 地下工程稳定性分析

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 顾秀华 祝建荣

3.1 稳定性计算发展概况

随着电子计算机的发展,数值方法已被证明在解答复杂的岩体力学课题中是一种十分有效的手段。表 2-3-1 列出了国内外数值计算方法在矿山使用情况的部分实例。各种数值方法适用范围见表 2-3-2。

此外,计算模型和计算方法的选取还受到原始计算参数的测定、计算机内存、计算时间及计算费用的限制。一般对于进行采矿方法比较的问题,采用线弹性模型就可得到比较满意的结果。目前,对于采场整体稳定性的计算也只限于平面问题。

数值计算法在矿山应用实例

表 2-3-1

国 家	单 位	计算模型	研 究 目 的
瑞 典		二维有限元	检验交替的采矿布置、矿柱负载、可能的矿石回采率和地层构造对矿柱负载的影响
智 利		均质线弹性三维有限元	构造应力对崩落过程的影响
南 非		二维边界元	大型洞室的设计
澳大利亚		二维非线性有限元	研究点柱采矿方法、矿柱应力随矿柱高度增加的变化
中 国	武汉水利电力学院	三维弹塑性有限元	厂房洞室的稳定性分析
中 国	煤炭科学研究院	二维边界元	南屯煤矿三上煤、一分层跨采对下部巷道围岩状态的影响
中 国	北京有色冶金设计研究总院	二维有限元	采用下向胶结充填法开采时,盘区矿柱尺寸、开采、顺序对采场稳定性的影响
中 国	中南矿冶学院	二维弹塑性有限元	地下洞室周围的应力分布与洞室形状、数目、排列方法、开采顺序的关系

各种数值算法应用范围

表 2-3-2

计算模型	特 点	适 用 范 围
线弹性有限元	假定围岩满足古典线性理论的全部假定	完整、均匀、坚硬的岩体； 成层的和裂隙较发育，但层理或裂隙等不连续面的间距尺寸与问题的整个尺寸相比是较小的岩体
弹塑性有限元	考虑岩体达到屈服极限后的塑性破坏及应力的重新分布	破碎软弱岩体
流变有限元	考虑围岩变形和破坏过程及其和支护结构相互作用时，岩体的流变特性	具有显著流变特性的岩体；一类是软弱的层状岩体；另一类是含有大量泥质物的，受软弱结构面切割的破碎岩体
三维有限元	考虑岩体处于三维应力场下受到具有空间产状结构面的切割的三维应力状态	当岩体结构面方向与洞室纵轴斜交时，任意倾斜的层状岩体，横截面轮廓尺寸同长度较接近的洞室和采场，荷载沿洞室纵轴有较大变化时，以及考虑工作面端部的影响时，应按空间问题计算
边界元	只对区域边界进行离散，区域内部的应力、位移由解析表达式给出	易于处理半无限域和无限域问题； 特别适合于地下开挖的均质、弹性问题
离散元	假定块体在运动时其形状保持不变，即将块体本身作为刚体	离散的、非连续体的问题； 用于水平应力不高的情况。适于模拟开挖附近的情况及边坡稳定性和采矿研究

3.2 应用有限元法的设计原则

表 2-3-3 列出了应用有限元法进行采矿设计的基本原则。

应用有限元法的设计原则

表 2-3-3

工作步骤	设 计 原 则
选择计算剖面	真实地反映开采的工艺过程及岩体的主要构造、断层等
确定计算模型	根据具体的工程情况及岩体特征参考表 2-3-2 选择计算模型； 模型边界取到应力变化小于 5% 的地方。例如，对于地下巷道可取距离巷道中心点 ~ 5 倍跨宽（或高度）以外
选择单元类型及网格细度	对于平面问题采用四节点或八节点等参单元 对于三维问题常用四面体和六面体单元 离散化网格的细度按一般工程要求使计算误差控制在 5~10%。形状复杂、地质条件复杂时，单元数目需相应增加，局部应力集中、变化急剧的部位应采用较密的网格
确定岩体力学参数	正确地确定原岩应力的方法是现场实际测量。根据现场测量资料的综合分析得到一个接近真实情况的“原岩应力”状态，作为有限元分析的一个基本参数 试验室得出的岩石的物理力学参数，必须经过综合考虑地质条件、岩体结构等因素，换算成岩体参数

3.3 应用有限元法分析矿柱稳定性(实例)

3.3.1 地质及开采条件

该矿矿体为缓倾斜, 由于强烈的褶皱作用, 产状十分复杂。其地质剖面见图 2-3-1。设计时预定采用房柱法和分层充填法联合的采矿方法。为了检验交错的采矿布置、矿柱负载、可能的矿石回采率和地层构造对矿柱负载的影响, 应用了定性的有限元法。

3.3.2 计算方法和条件

有限元计算剖面见图 2-3-2。计算采用完全弹性有限元模型。

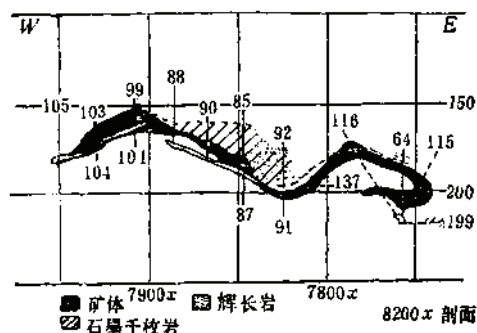


图 2-3-1 根据早期地下勘探的矿体典型断面

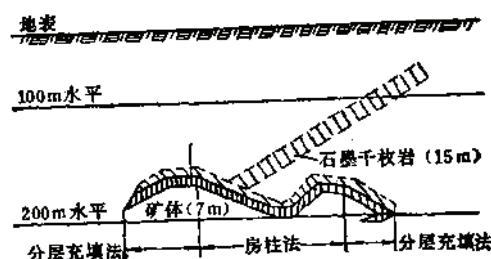


图 2-3-2 有限元计算剖面图

通过计算阐明下列问题:

- (1) 矿柱负载, 特别是接近房柱法和分层充填法的边界地段和靠近充填体的矿柱负载。
- (2) 矿柱矿石损失的估计。
- (3) 考虑回采率和负载条件的不同设计方案的效果。

分三种情况研究矿柱的几何参数。

第一种情况: 全部采出, 不留矿柱。回采形成的空区陆续用砂子充填。

第二种情况: 在中部房柱法采区均匀布置矿柱。在边长12m方格中央布置一个5×5m矿柱。在分层充填采区不留矿柱, 但用砂子充填。

第三种情况: 除方形小矿柱外, 推荐使用条状矿柱。希望在房柱法和分层充填采区之间的边界处, 条状矿柱可以作为充填采区上部的支撑矿柱。

第四、五、六种情况研究不同采矿设计方案中地质构造的影响。这些情况和与矿柱几何形状有关的第一至三种情况是相同的。尽管石墨千枚岩被描述成紧接矿体上盘和在矿体与地表间成30°角的岩层(见图 2-3-2), 但在千枚岩边界可找到延展至地表的节理单元。它们可以模拟沿节理的破坏和变形。

计算中采用的力学参数见表 2-3-4。

节理单元的力学参数如下:

摩擦角: $\varphi = 25^\circ$, 内聚力 $C = 0.102 \text{ MPa}$

抗压刚度 $K_n = 51 \times 10^7 \text{ kg/m}$

剪切刚度 $K_t = 5.1 \times 10^7 \text{ kg/m}$

力学参数表

表 2-3-4

岩 性	弹性模量 (GPa)	泊 松 比
侧 帮	10.2	0.25
矿 体	10.2	0.25
石墨千枚岩	5.1	0.25
石墨千枚岩(接上盘)	2.04	0.25
充 填 体	0.02	0.45

3.3.3 计算结果分析

(1) 矿柱平均应力总是大于支撑矿柱的压力。

(2) 在第二种弹性情况中, 矿柱垂直应力是完全均匀分布的, 应力朝着分层充填采区由 20.4~28.6MPa 增大到 32.6~34.7MPa。这一增大是由于分层充填法实行全部回采的结果。因此, 接近分层充填采区的矿柱支护能力要提高 20~50%。

(3) 在条状矿柱情况(第三种情况)下, 方形矿柱的应力大约降低 40%, 而条状矿柱的应力(约 10.2MPa) 低于方形矿柱的应力。这样, 条状矿柱支撑能力较高的特点未被利用。留在条状矿柱中的矿石量不能用减少方形矿柱尺寸来补偿。

(4) 因为矿柱强度更接近于 10.2MPa(按水平投影面积计), 预计回采率较低。虽然由于房柱法采区矿体厚度不大, 按吨计的矿石损失不大引人注目, 但全部回采的采矿方法更为可取。

(5) 比较第五和第二种情况, 由于存在从矿体延展到地表的石墨千枚岩层的作用, 在产生原始应力场时, 由于不均匀原始应力场的作用, 在模型中沿千枚岩边界节理出现剪切移动。

(6) 高的水平应力对垂直矿柱的影响很小。

(7) 垂直支撑矿柱压力变化于 7.14~2.04MPa 之间, 通常矿体东边的应力比西边高。预计随着全部回采, 支撑矿柱的压力要有大幅度的提高。

(8) 当分层充填法与房柱法联合开采时, 分层充填采矿的充填体中应力是很低的(<1.02MPa)。在矿体中央部分全部回采时, 充填体应力变高。(在第四种情况为 5.1MPa, 在第二种情况为 2.04MPa)。在上述情况下, 采矿顺序成为决定开采条件的一个重要因素。全部回采要对采矿顺序和采准工程进行合理设计, 并要求充填接顶。因为充填体受到较大压力, 工作面存在较高的应力集中, 将引起严重的顶板下沉。但是要到采空区面积很大时, 这种情况才会发生。

(9) 采矿对竖井有明显的影晌。这种影响虽然不大, 但却集中在矿体附近, 最大影响出现在第四种情况的全部回采时。

(10) 影响地表设施的大移动仅在全部回采时出现。在矿体上部最大沉陷量为 80mm, 在竖井处为 35mm。这种移动不致引起任何破坏, 但要进行监控。

3.4 应用有限元法分析充填体强度对采场稳定性影响的实例

COEUR D'ALENE 铅锌银矿矿体呈直立, 采用分层充填法开采, 用尾砂充填。采场沿走向布置, 从下盘运输巷道横穿矿脉到达上一分层。见图 2-3-3。

3.4.1 计算方法和条件

图 2-3-4 是理想化的有限元计算剖面, 在此剖面上表示出了采矿步骤。计算采用二维平面应变弹性有限元模型, 采用常应变三角形单元, 并利用对称性取一半计算。

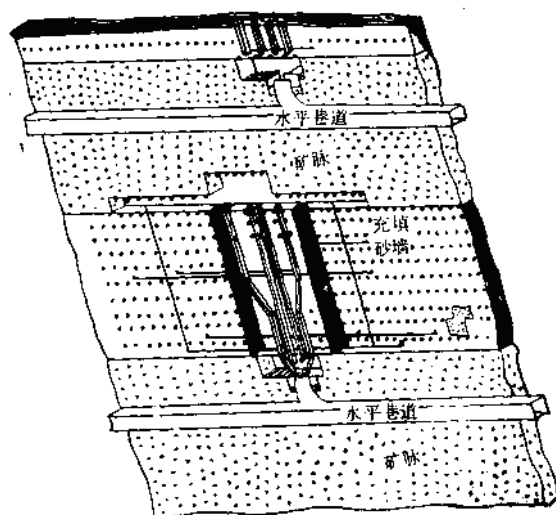


图 2-3-3 采矿方法示意图

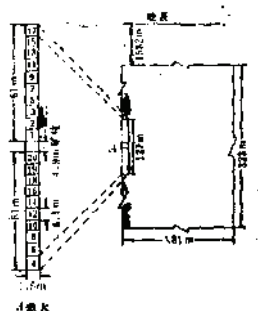


图 2-3-4 计算剖面图

计算采用了DRUCKER-PRAGER屈服准则。

3.4.2 计算结果分析

图 2-3-5 为采场围岩位移及破坏区分布图。围岩的变形和破坏区是随充填体的弹模而变化的。矿柱外侧应力最大，矿柱的最小应力出现在矿柱中间。

通过现场的实际测量结果与计算结果比较，调整输入材料的特征直到计算结果与实际测量位移一致为止。在计算中把充填体看作线性的，则得出的结果与实测的矿壁位移、充填体应力是同一数量级的。若把充填体当作非线性的，则计算结果与测量结果十分接近。这些结果说明，充填体的支撑作用可以很方便地用有限元计算，不需要昂贵的全矿区实验。通过计算可得出以下结论。

(1) 岩体几乎都是非均质的，因此计算中必须考虑各种不同的岩性。对于层状岩体必须考虑材料的各向异性。

(2) 提高充填体强度可以减小围岩破坏区的范围及围岩的位移。

(3) 有限元计算可以准确地算出采场侧壁垂直于矿脉的位移和充填体内的应力。

(4) 在对矿柱作稳定性分析之前，必须将计算出的矿柱内的应力与实测结果相比较。

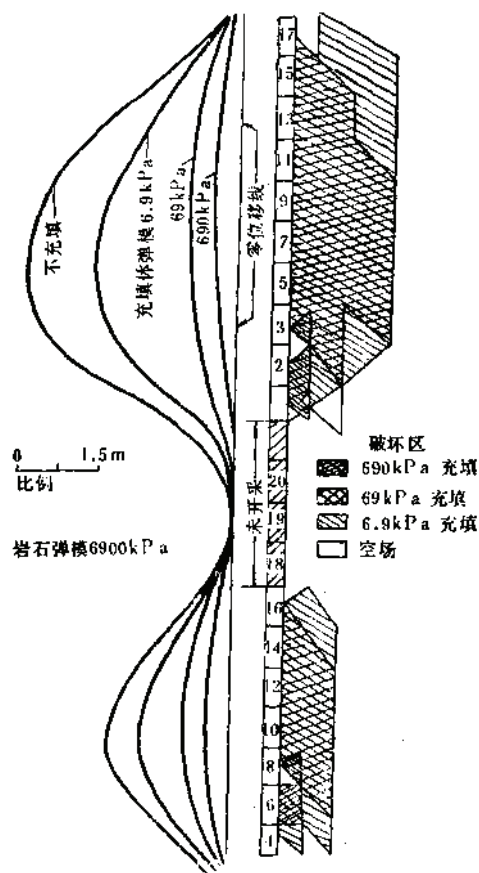


图 2-3-5 位移和破坏区分布图

3.5 应用有限元法分析开采对竖井稳定性影响的实例●

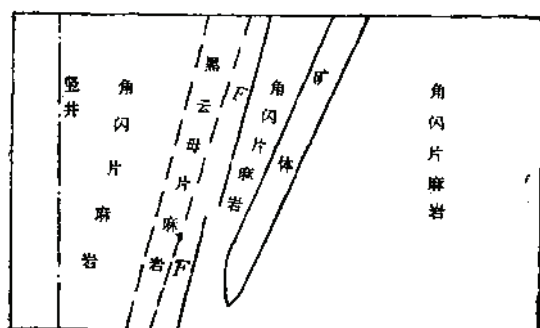


图 2-3-6 地质剖面图

红透山矿岩石主要为变质岩，其构造比较简单，基本上不受地下水的影响。经研究选定经过竖井中心的南北剖面为一计算剖面，图 2-3-6 为地质剖面示意图。采矿方法为分层充填法。

3.5.1 计算方法和条件

根据该矿的现场调查得知，矿体上下盘围岩稳固，矿体稳定，节理不发育，可以认为采场围岩的大部分变形是弹性变形。因此，计算采用线弹性有限元，并按实际开采工艺模拟开挖过程。计算中采用的岩体力学参数见表 2-3-5。

表 2-3-5。

计算目的：深部开采时竖井的稳定性。

各类岩体的力学参数

表 2-3-5

类型	岩石名称	E (GPa)	μ	φ	C (MPa)
1	节理	0	0	0	0
2	软单元	0	0	0	0
3	充填体	0.13	0.2	30°	0.7
4	角闪片麻岩	21.7	0.2	37.24°	1.69
5	黑云母片麻岩	24.5	0.24	38.6°	1.37
6	致密型矿石	23.8	0.2	32.54°	1.21
7	断层	15.0	0.22	28.64°	0.77

3.5.2 破坏准则

计算中采用 DRUCKER—PRAGER 屈服准则。

屈服函数为：

$$F = \alpha J_1 + \sqrt{J_2} - K \quad (2-3-1)$$

其中 J_1 ——应力第一不变量；

J_2 ——应力第二不变量；

$$\alpha = \frac{\tan \varphi}{\sqrt{9 + 12 \tan^2 \varphi}}$$

$$K = \frac{3C}{\sqrt{9 + 12 \tan^2 \varphi}}$$

C ——粘结力；

φ ——摩擦角。

●原程序详见附录 1—2。

3.5.3 计算结果分析

图 2-3-7, 2-3-8 分别为南北剖面开挖两个中段后最大主应力和最小主应力分布图。图 2-3-9 为塑性区分布图。

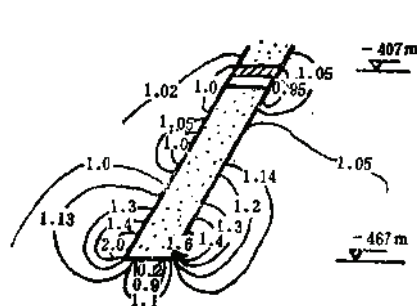


图 2-3-7 最大主应力分布图

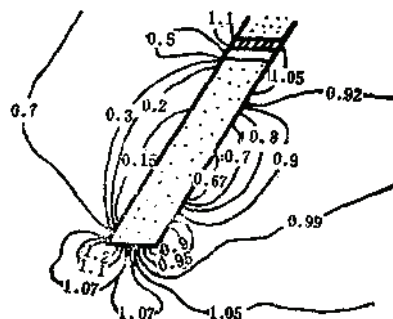


图 2-3-8 最小主应力分布图

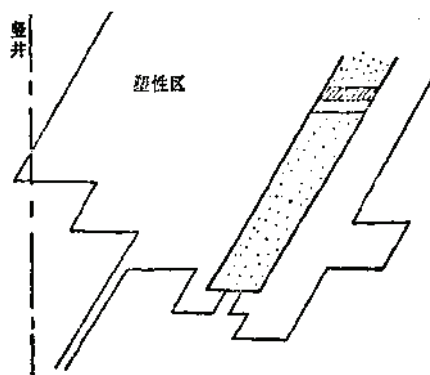


图 2-3-9 塑性区分布图

通过应力、位移、塑性区分析得知在采场的上盘最大主应力影响范围仅为40m左右, 最小主应力影响范围约100m, 塑性区的影响范围为90m。由此可知, 主竖井并未受到开采而引起的影响。

3.6 应用有限元法分析采区稳定性实例^①

金川二矿区位于龙首山复向斜北翼, 其中一号矿体赋存于二矿区4~28行之间的岩体深部, 全长1800m, 平均水平厚度98m, 其中富矿长1600m, 厚69m。矿体似层状产出, 产状大体与岩体一致, 走向 $N40^{\circ}W$, 倾向 SW , 倾角 $60^{\circ}\sim 75^{\circ}$ 。主要岩性有混合岩、大理岩、超基性岩等。采用下向胶结充填采矿法优先开采富矿。

^① 祝建荣、顾秀华, “金川1号矿体有限元模拟报告”, 北京有色冶金设计研究总院。

3.6.1 计算方法和条件

计算采用弹塑性有限元法, 鉴于采场尺寸很大, 计算模型必须取得很大, 故只进行了线弹性分析。对 1 号矿体 1150~1250 三个中段进行了如下计算:

- (1) 三个中段全面开挖, 按每个中段分别模拟开挖充填, 不留矿柱。
- (2) 按每个中段分别模拟开挖、充填。在 10、14、18 线分别留有 50m 宽矿柱, 充填后回采矿柱。
- (3) 按每个中段分别模拟开挖、充填。留有 6 个 25m 宽矿柱, 充填后回采矿柱。

计算剖面见图 2-3-10

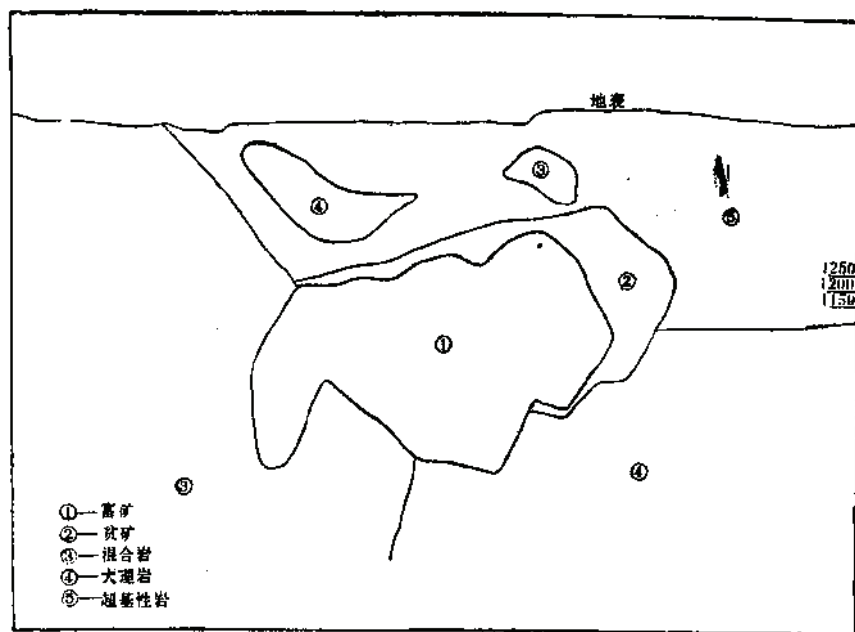


图 2-3-10 计算剖面图

通过计算阐明为保持采区稳定性与保护上部贫矿是否需留盘区矿柱、盘区矿柱的尺寸和对嗣后回采的影响等问题。

对于所计算的问题, 模型之大, 以至于不可能按实际的开采过程逐步地详细模拟。为了对大模型所作模拟的近似程度与实际情况的误差大小进行比较, 同时作了一个完全按照开采工艺的采空区为 $100\text{m} \times 50\text{m}$ 的小模型。同样作了两个方案, 其一是长 100m , 高 50m 一步采空。其二是按实际开采过程, 层 高 为 6.25m , 每层按 5m 矿房 5m 矿柱模拟。

计算中取地表原岩应力为 $\sigma_x = -3\text{MPa}$, $\sigma_y = 0$, $\tau_{xy} = 0$ 。由地表向下每增加 100m 深水平应力增加 450N , 垂直应力 $\sigma_y = \gamma h$, $\gamma = 2.8 \times 10^4 \text{N/m}^3$ 。

计算中采用的岩体力学参数见表 2-3-6。

计算中采用了 DRUCKER-PRAGER 准则作为屈服准则。

3.6.2 计算结果分析

表 2-3-7 列出了无矿柱分层充填模拟开挖, 开挖 1200 中段后地表位移大于 20cm 的各节点的位移值。

岩体的力学参数

表 2-3-6

类型	岩石名称	E (GPa)	μ	C (MPa)	ϕ (度)
1	富矿	61	0.3	2.14	37.3
2	贫矿	80	0.27	1.44	43.3
3	混合岩	77.6	0.3	1.2	40
4	大理岩	66	0.23	1.1	40
5	超基性岩	85	0.25	1.44	43.3
6	充填体	0.1	0.3	1.0	26

无矿柱分层充填法地表位移 (cm)

表 2-3-7

节点号	u_x	u_y	节点号	u_x	u_y
225	-5.9	-20.3	650	2.0	-30.6
250	-5.7	-21.3	675	2.8	-30.5
275	-5.5	-22.4	700	3.4	-30.3
300	-5.4	-22.7	725	3.7	-30.2
325	-5.0	-24.0	750	4.3	-30.0
350	-4.5	-25.2	775	5.0	-29.5
375	-4.0	-26.3	800	5.7	-29.0
400	-3.8	-26.6	825	6.1	-28.6
425	-3.2	-27.6	850	6.6	-28.0
450	-2.5	-28.4	875	6.9	-27.6
475	-1.8	-29.1	900	7.6	-26.6
500	-1.6	-29.3	925	8.1	-25.5
525	-0.9	-29.7	950	8.3	-25.2
550	-0.3	-30.1	975	8.7	-24.1
575	0.1	-30.2	1000	9.1	-22.9
600	0.7	-30.5	1025	9.3	-22.2
625	1.2	-30.6	1050	9.5	-21.4

从无矿柱分层充填法的结果可以看出顶板基本全部处于受拉状态, 最大拉应力达12.17MPa。
表 2-3-8 列出了25m和50m矿柱条件下采场顶板的位移值。

从50m宽矿柱和25m宽矿柱的计算结果看, 25m宽矿柱比50m宽矿柱开采, 围岩顶板的垂直位移小。
25m宽围岩的最大位移为26.2cm, 采场顶板的位移大部分在25cm以内。50m宽矿柱顶板的最大位移为

不同矿柱宽度采场顶板位移值 (cm)

表 2-3-8

节 点 号	宽 50m		宽 25m	
	u_x	u_y	u_x	u_y
1	2	3	4	5
341	5.1	-20.6	1.9	-12.7
366	6.0	-23.6	2.4	-13.8
391	6.2	-24.4	2.7	-14.7
416	6.5	-26.9	3.3	-16.6
441	6.6	-29.2	3.5	-17.9
466	6.6	-31.3	3.8	-18.7
491	6.5	-32.0	4.1	-18.7
516	6.3	-33.6	3.9	-19.8
541	6.3	-34.7	4.1	-20.9
566	6.2	-36.0	4.0	-21.6
591	6.2	-37.0	3.9	-22.2
616	6.1	-37.3	3.8	-22.6
639	7.7	-37.9	5.2	-22.2
664	6.5	-39.1	4.3	-23.0
689	5.7	-39.8	4.0	-24.3
714	5.5	-40.0	3.8	-24.5
739	4.7	-40.5	3.2	-25.0
764	3.7	-40.7	2.4	-25.2
791	3.6	-41.2	2.5	-25.2
816	3.4	-41.5	2.5	-24.7
841	3.2	-41.6	2.2	-24.8
866	3.0	-41.5	2.4	-25.3
891	2.6	-41.4	2.3	-25.8
914	2.4	-40.8	3.1	-25.6
939	2.1	-40.8	2.8	-25.8
961	1.1	-40.8	2.7	-25.4
986	0.4	-39.7	1.8	-26.1
1036	-1.2	-38.9	0.5	-24.8
1086	-2.1	-38.1	0.04	-25.5

续表

节点号	宽 50m		宽 25m	
	u_x	u_y	u_x	u_y
1111	-3.6	-37.2	0.6	-24.7
1136	-3.2	-36.1	-1.1	-24.0
1161	-3.7	-34.9	-1.6	-23.1
1186	-4.1	-33.7	-1.5	-21.1
1210	-5.7	-31.6	-1.1	-17.1
1235	-6.1	-30.6	-1.5	-19.8
1285	-6.5	-28.7	-2.3	-19.2
1310	-6.7	-26.7	-2.8	-18.2
1335	-6.8	-24.6	-3.1	-16.9

42cm, 顶板大部分位移在30cm以上。

从最终的应力分布来看, 50m宽矿柱围岩的应力集中比25m宽矿柱围岩的应力集中大。比较50m宽矿柱最大主应力分布图(图2-3-11)和25m宽矿柱最大主应力分布图(图2-3-12)可以看出50m宽矿柱顶板的应力释放区的范围大于25m宽矿柱的应力释放范围, 且在此范围内的应力降低系数也比25m宽矿柱的小。50m宽矿柱地表的最大主应力集中系数为6.1, 25m宽矿柱的最大主应力集中系数为4.1。从50m宽矿柱的最小主应力分布图(图2-3-13)和25m宽矿柱的最小主应力分布图(图2-3-14)可以看出在采场的角落和侧壁, 50m宽矿柱比25m宽矿柱最小主应力集中系数大, 而在采场的顶底板处50m宽矿柱比25m宽矿柱最小主应力集中系数小。50m宽矿柱顶板处的最小主应力应力集中系数均为负值, 这说明整个顶板都处于受拉状态。根据岩体的三轴压缩实验曲线, 我们知道岩体在较低围压时表现为塑性的应变软化, 高围压时呈现硬化特征。因此, 最大主应力与最小主应力之比越大, 岩体的稳定性越差。显然, 50m宽矿柱条件下开挖对围岩的稳定性影响比25m宽矿柱的大, 围岩的应力分布对其稳定性不利。

从小模型计算结果看, 无论是从位移、应力分布、拉应力还是塑性区来看, 分步开挖计算的结果, 围岩的稳定性要比一步开挖好些。因此, 我们对金川1号矿体所取的计算模型及模拟方案是偏于保守的。

结论:

(1) 对金川二矿区1号矿体实行无矿柱胶结充填法开采, 由于采区的跨度很大, 在采区顶板会出现大面积的拉应力区。拉应力一直延续到地表, 很可能引起地表下沉, 顶板塌落, 对保护上盘贫矿极为不利, 故这种方法不能采用。

(2) 如果在采场中布置3个宽50m的矿柱, 采区跨度比无矿柱情况大大减小, 但根据采矿提出的条件, 最大的采场跨度仍有350m。计算结果表明, 采区顶板仍有大面积的拉应力区, 顶板以至地表位移都很大, 采区周边的最大位移达42cm。

(3) 如果把3个50m宽矿柱改成6个25m宽矿柱, 采区的最大跨度变成180m, 拉应力区明显减小, 在采区顶板只有局部单元出现拉应力。围岩的最大位移为26.2cm, 但其塑性区仍然很大。如果用拉应力作为破坏判断准则的话, 6个25m宽矿柱这个方案是可行的。由于岩体是一个地质体, 计算的各种假设和条件与实际情况有很大出入。因此用这些条件计算出的结果与实际情况也会有很大出入。目前定量的计算结果只能作为定性分析的一个依据。

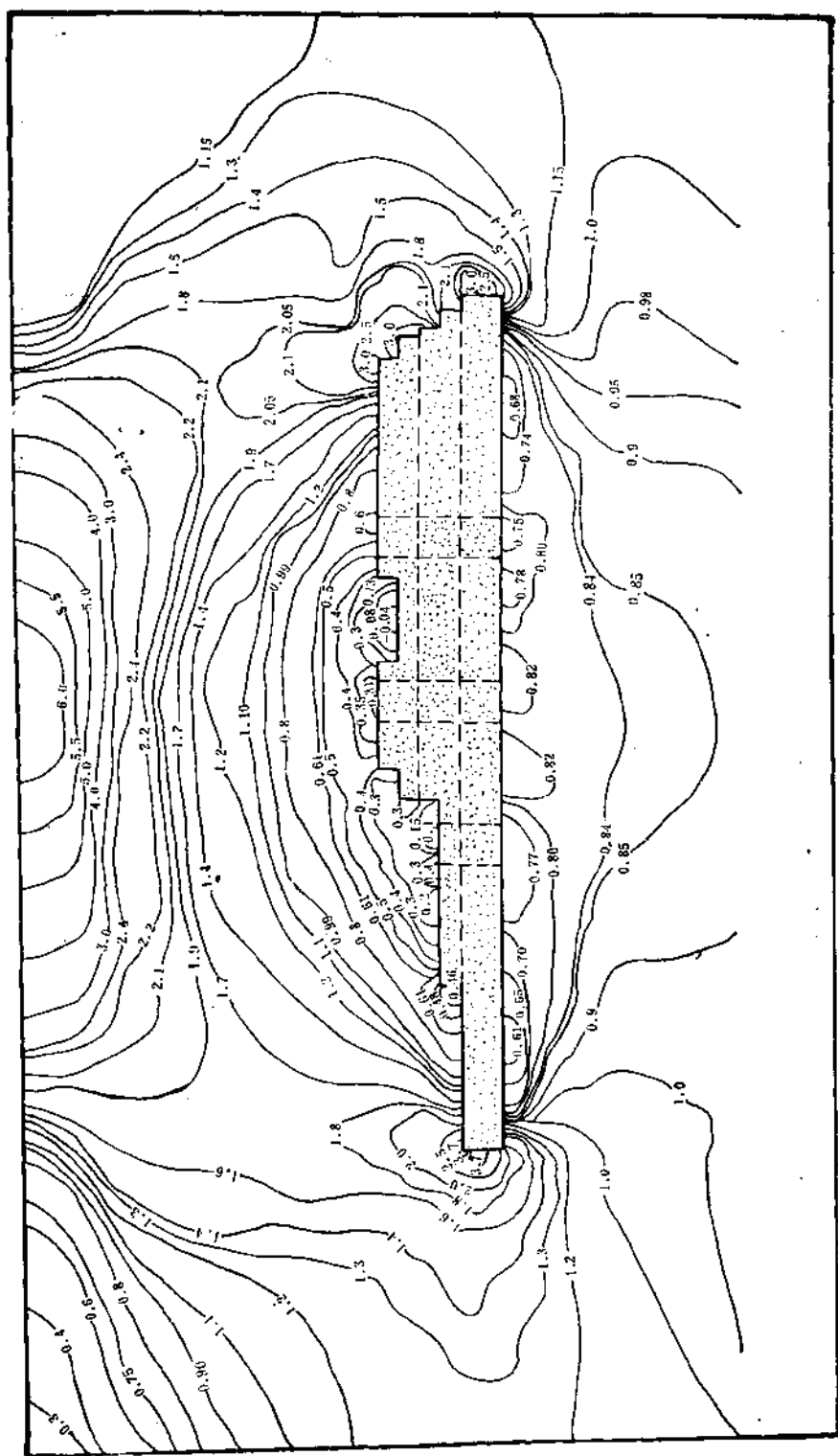


图 2-3-11 1150—1250中段50m矿柱模拟开挖最大主应力分布图

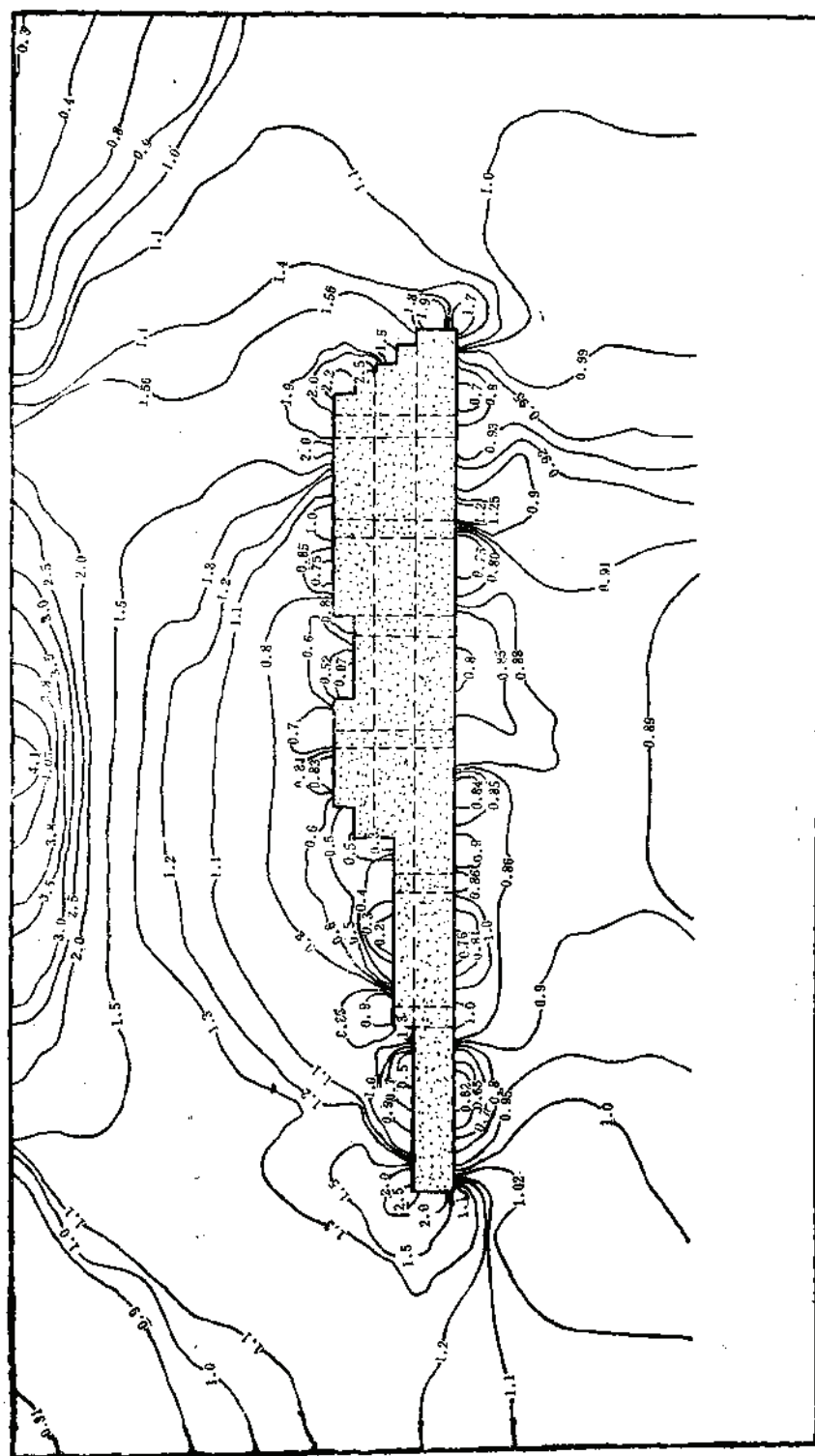


图 2-3-12 1250—1150中段模拟开挖最大主应力分布图 (25m矿柱)

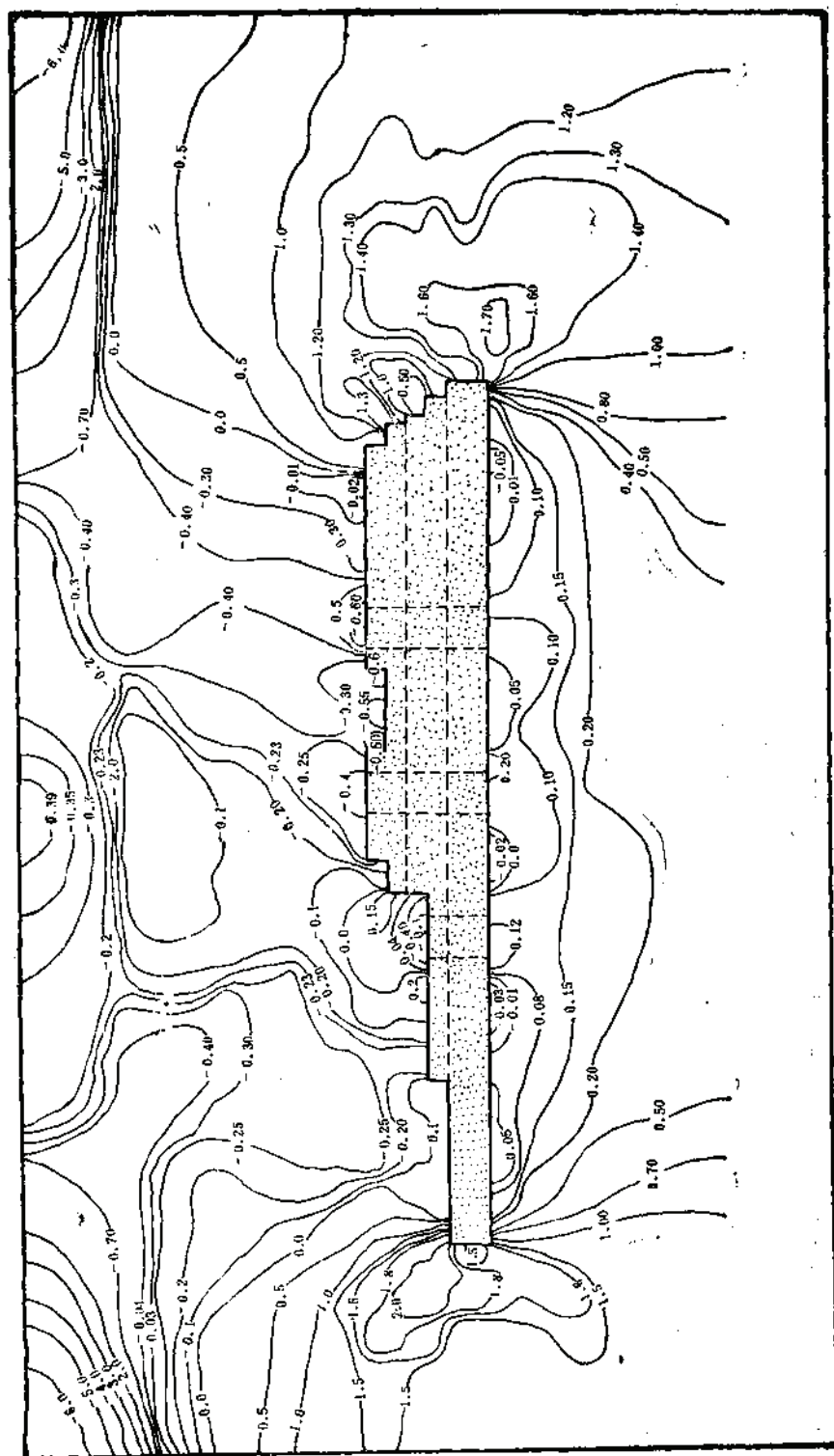


图 2-3-13 1250—1150中段50m矿柱最小主应力分布图

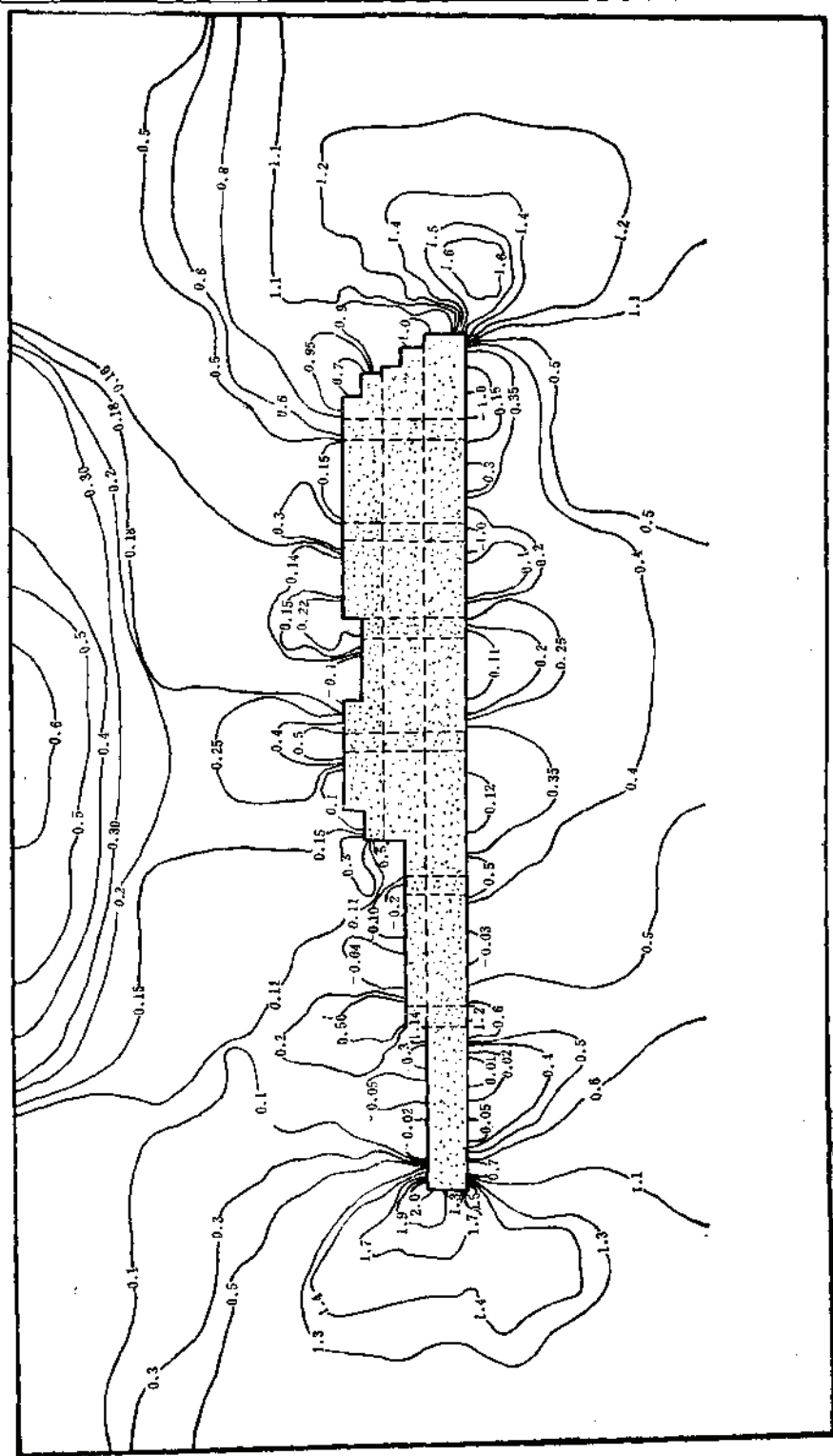


图 2-3-14 1250—1150中段25m矿柱模拟开挖最小主应力分布图

(4) 通过小模型作的比较可以得出下面结论: 对目前所作的留25m宽矿柱和50m宽矿柱两种计算模型, 用每个中段一次开挖、充填代替分层开挖、充填是可行的, 这样做偏于安全。

3.7 应用有限元法分析点柱充填采矿法中采区稳定性的实例

DOLPHIN矿矿体位于海平面以下250m深处。矿体倾角 30° , 被陡倾角的主要断层分割成三个采区, 分别称为楔形、中心、坑形采区。其-110m水平剖面见图2-3-15。矿区的主要岩性是黑云母辉石角闪岩、矿化的含有夹层的贫矿、层状砂卡岩、中间夹有变厚度的大理岩。整个矿体的真实厚度为40m, 长300m。

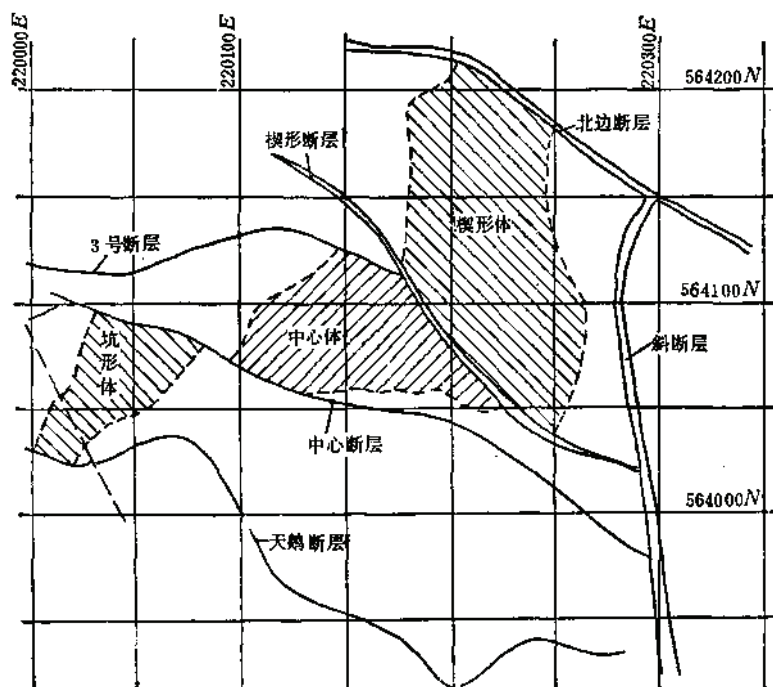


图2-3-15 -110m水平剖面图

岩体力学参数

表2-3-9

弹性模量 E	泊松比 μ	粘结力 C	摩擦角 φ
20GPa	0.35	0.5~2.0MPa	35°

3.7.1 计算方法和条件

计算采用二维非线性有限元模型, 模拟了三步开采过程, 考虑了岩体的主要断层及点柱的三维效应。

计算中采用的岩体力学参数见表2-3-9。

岩体的弹模假定为由150mm直径岩心的双轴压缩试验得到的岩石弹模的三分之一。计算中选用的粘

结力为岩石单轴抗压强度的一百分之一。

表 2-3-10 给出了断层的力学性质。断层泥厚度为 1 m，断层的抗剪强度按断层泥考虑，其粘结力和残余摩擦角根据 *HOEK*、*BRayN* 的资料选取。

断层的力学性质

表 2-3-10

法向刚度 K_n	切向刚度 K_s	粘结力 C	摩擦角 φ
50 MPa/m	20 MPa/m	0.005 MPa	12°

图 2-3-16 为采矿方法示意图。图 2-3-17 为穿过楔形矿体的纵剖面，方位为 $N125^\circ E$ 。

原岩应力取现场实测值。采用空心包体法测得 -75 m 水平的应力为：

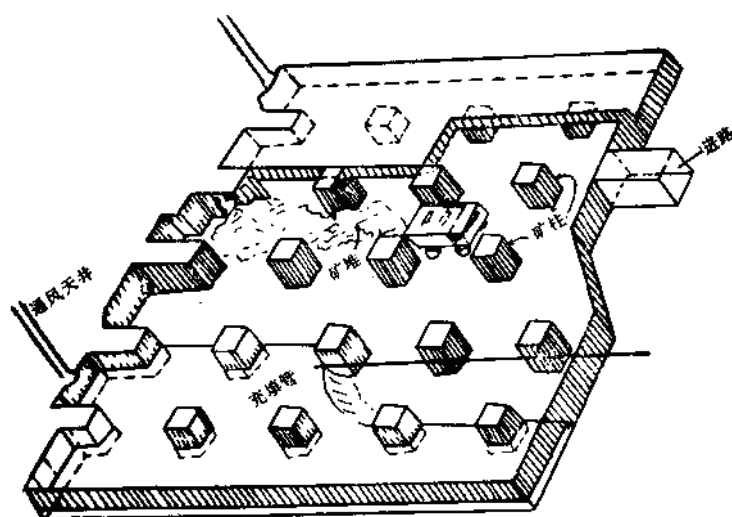


图 2-3-16 采矿方法示意图

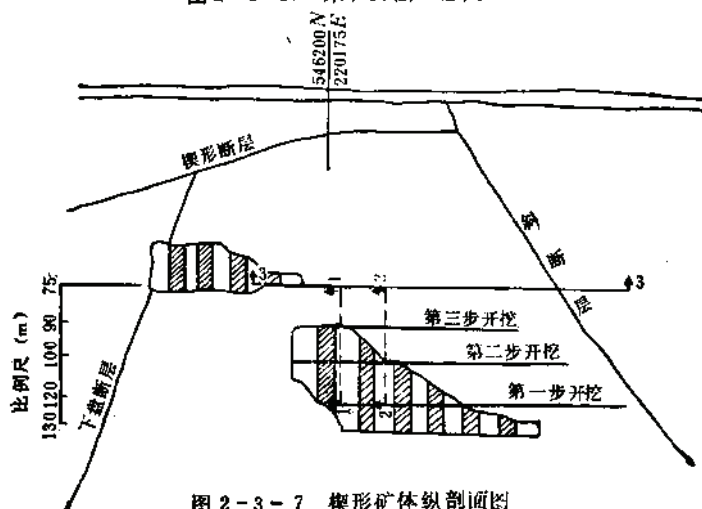


图 2-3-17 楔形矿体纵剖面图

$$\sigma_1 = -3.7\text{MPa}, \sigma_2 = -3.0\text{MPa}, \sigma_3 = -2.2\text{MPa};$$

$$\sigma_1 = -5.1\text{MPa}, \sigma_2 = -3.3\text{MPa}, \sigma_3 = -1.8\text{MPa}.$$

根据实测结果, 计算中垂直应力取为自重应力, 即 $\sigma_r = \gamma h$

其中 h ——地表以下深度;

γ ——岩石容重。

水平应力为: $\sigma_H = \sigma_r + 2.75\text{MPa}$

通过计算阐明下列问题:

- (1) 影响围岩应力、位移的因素。
- (2) 矿柱内部的应力分布。
- (3) 采区的稳定性及支护方法。

3.7.2 计算结果分析

图 2-3-18 和 2-3-19 分别为最终主应力分布图和塑性区分布图。

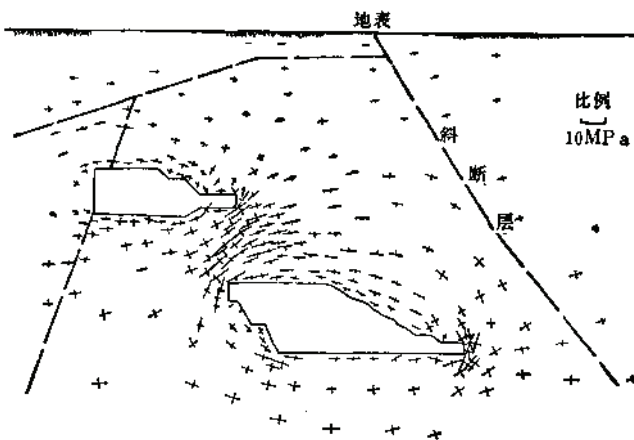


图 2-3-18 主应力分布图

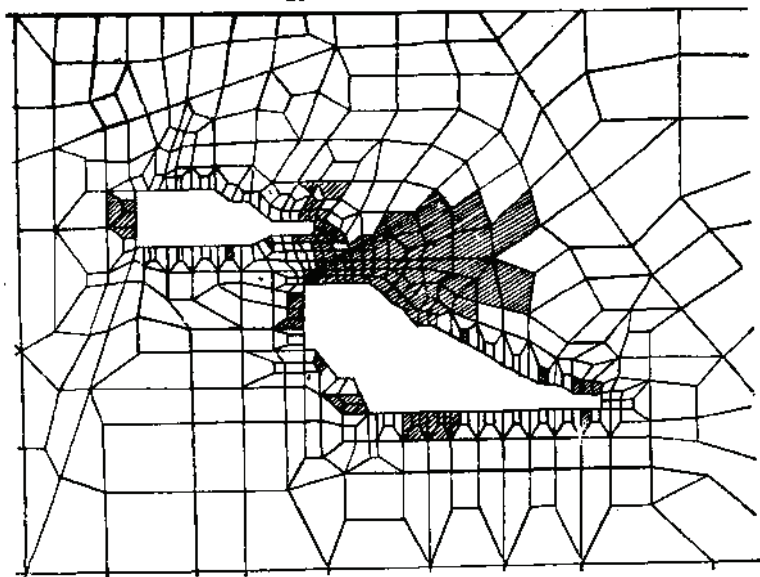


图 2-3-19 塑性区分布图(粘结力 $C = 0.5\text{MPa}$)

由计算结果可知围岩的应力与位移主要受开采阶段、断层和岩体的屈服三个因素的影响。当从-130m向上开采时,形成的矿柱承受了上下盘的大部分水平应力,这有助于控制水平应力的变化范围。然而,后继开挖产生足够大的压应力会使矿柱屈服。由于陡倾角的节理存在,提高了矿柱软化的可能性。在极端情况下,矿柱会失去对顶板的支撑能力,顶板的垂直拉应力将逐渐增大,以至造成顶板松动,整个岩体下沉。

因此,保持矿柱的完整性对维护楔形矿区的稳定性有重要作用。这可以通过预置灌浆锚索来实现。加大岩体不连续面的摩擦力就可以利用节理岩体支撑它们本身。为使支护更有效,必须尽早进行。

点柱的三维效应:

基本原理:假定二维和三维矿柱顶底板接触处的垂直变形相等。见图2-3-20。因而,在这个变形下,二维和三维矿柱产生的阻力应当相等。由此可得出下列式子:

$$E_3 = \frac{b+2a}{b(1-\mu^2)} E_2 \quad (2-3-2)$$

$$\sigma_3 = \frac{b+2a}{b} \sigma_2 \quad (2-3-3)$$

式中 E_3 、 E_2 ——分别为矿柱的三维和二维弹性模量, Pa;

σ_3 、 σ_2 ——分别为三维和二维状态下的矿柱应力, Pa;

μ ——矿柱的泊松比;

a ——一根矿柱所支承的空场的一半宽度,见图2-3-20, m;

b ——矿柱宽度, m。

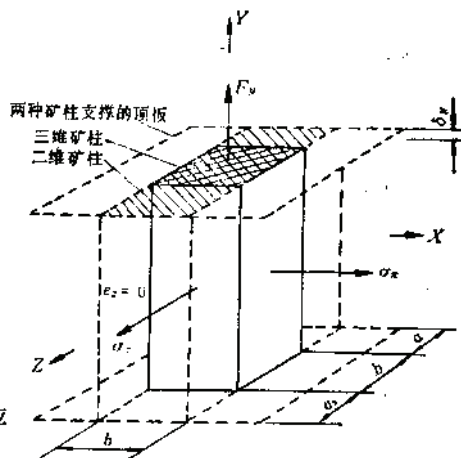


图 2-3-20 三维、二维矿柱支承顶板示意图

在实际计算中,将其矿柱的弹性模量按2-3-2式降低,计算得出的矿柱应力再按2-3-3式转换成三维矿柱的应力。

上述方法只是一种新的尝试,用二维模型近似地模拟三维模型可以使计算大为简化,费用大大降低。

3.8 应用有限元法分析构造应力对崩落过程影响的实例

3.8.1 计算方法和条件

智利G.KRSTULOVIC利用三维、均质、各向同性的线弹性有限元模型模拟了采用矿块崩落法开采中构造应力对崩落过程的影响。图2-3-21给出了典型矿块的剖面图。

通过计算阐明下列问题:

- (1) 不同尺寸拉底和构造应力对崩落过程的影响。
- (2) 计算崩落量。

为简单起见,研究是按矿山常用的矿块崩落的一般条件考虑的。用三维单元的均匀构造砾岩模拟一个给定矿体。模型中研究的矿块位于岩体中央。共研究了两种情况的拉底尺寸。

第一种拉底用48.8m×48.8m(即方形断面),第二种为48.8m×97.5m(即矩形断面)。拉底高度都是5.8m(残柱爆破后拉底水平的平均高度),拉底巷道布置在底部之上9.1m。

由于对称关系,只研究矿块的四分之一。

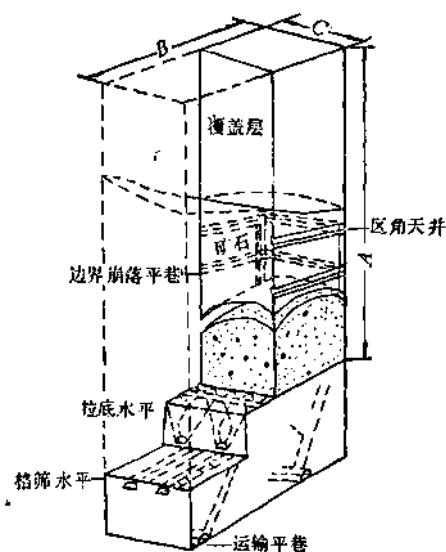


图 2-3-21 一个典型矿块的剖面图

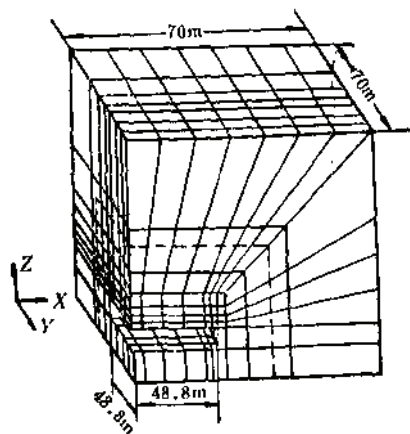


图 2-3-22 方形截面拉底的有限元模型

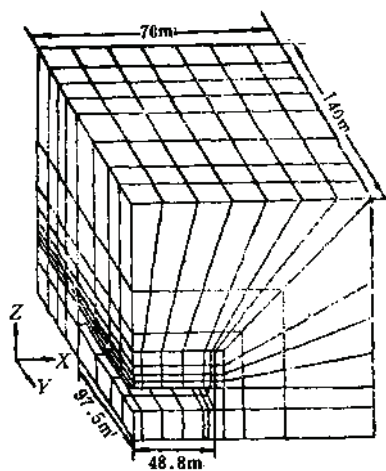


图 2-3-23 矩形断面拉底的有限元模型

3.8.2 计算结果分析

图2-3-22表示在方形断面拉底情况下，矿块四分之一的有限元网格的理想化。模型尺寸为70m×70m。图2-3-23表示在矩形断面拉底情况下同一模型的情况。模型尺寸为70m×140m。两种模型均有784个节点和547个六面体单元。拉底巷道受到一个等于183m高岩柱的重力场。水平构造应力等于在拉底水平上的垂直应力的一半，它交错地作用在x或y方向上。

不管作用在矿块的应力类型如何，将拉底以1:2的横向比例扩大，其崩矿量要比用方形拉底的矿块多。对低内聚力和抗拉强度小的岩石，这种差别更为显著。

一般来说，矿块最长边平行于构造应力时，比垂直于构造应力的情况要具有较大的可崩性指数。

对抗拉强度很高和内聚力大的岩石，无论扩大拉底或构造应力都不会引起崩落。

平行于构造应力方向的支撑矿柱比垂直于构造应力方向更易受破坏。

当矿块最长边平行于构造应力方向时，破碎带深深地延伸到拉底岩帮下面。这是观测的结果。甚至在硬岩中也是这样。当矿块布置与构造应力方向相垂直，安全状况可得到改善。

3.9 地下硐室的粘弹性有限元分析实例

某硐室的断面和埋深以及各步开挖的尺寸、开挖所需时间和分步开挖的步骤见图2-3-24。

3.9.1 计算方法和条件

计算要阐明下列问题：

(1) 洞室围岩与支护混凝土材料的蠕变性状。

(2) 施工阶段围岩——衬砌支护系统与时间有关的相互作用及其受力特点。

粘弹塑性计算采用的有关数据如下:

围岩: 弹性模量 $E = 35 \text{ GPa}$, 泊松比 $\mu = 0.243$, 侧压系数 $K = 0.65$, 内摩擦角 $\varphi = 26.7^\circ$, 内聚力 $C = 0.7 \text{ MPa}$, 粘弹性参数 $\frac{E_2}{\eta_2} = 1.85 \times 10^{-6}$, $\frac{1}{E_2} = 2.7 \times 10^{-7}$, 粘塑性系数 $\eta_3 = 5.4744 \text{ t-h/m}^2$, 岩石容重 $\gamma = 2.4 \text{ t/m}^3$ 。

混凝土: 弹性模量 $E_k = 25 \text{ GPa}$, 泊松比 $\mu = 0.243$ 。

计算采用了莫尔-库仑准则。

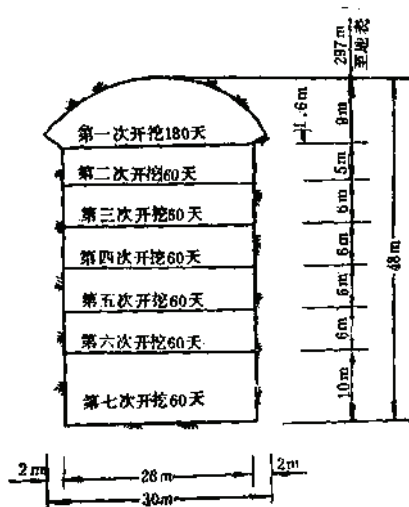


图 2-3-24 洞室断面示意图

3.9.2 计算结果分析

在第一步开挖阶段, 拱端锐角附近产生最大应力集中, 应力集中系数为 3.7。以后随着后继开挖, 拱端处应力不断下降, 最后稳定在 21 MPa 左右。第二个大的应力集中部位发生在底板角隅处。由围岩的应力分布趋势来看, 各步开挖后的应力场值 σ_3 都犹如组成一幅呈椭圆形或马蹄状的分布图形, 与早前进行过的线弹性解、一次开挖弹塑性解以及分步开挖粘塑性解的应力场性状都相类似。

拱部衬砌是在第一步拱圈部分开挖 140 天后设置 (按混凝土支护材料能承受围岩压力时计算) 的, 此时顶拱围岩各处变形基本上已趋稳定。因此, 围岩进一步变形传到混凝土衬砌上的压力已不很大, 其绝对值仅 0.1 MPa 左右, 以后随开挖进行, 衬砌压力不断稍有增大。洞室全部开挖完毕后混凝土衬砌内最大压应力在靠近拱端处 σ_3 达 - 2 MPa 左右。同时, 该处垂直拱轴方向产生约 0.75 MPa 的拉应力, 还有一些单元出现径向拉应力。上述计算结果表明衬砌拱内需要加强配置抗剪箍筋。

通过计算可见, 在判别洞室稳定性所需的有关各参数中, 瞬变弹性模量 E_1 值极大地影响着位移大小, 在粘塑性分析中, 流变系数 ($\gamma = \frac{1}{\eta_3}$) 的变化将使到达某个屈服应力值的时间相当地向后或向前移动。

岩体内聚力 C 和内摩擦角 φ 的变化将使屈服区域变化, 在 C 、 φ 值相同的情况下, 采用库仑——莫尔准则的下限时, 围岩屈服区最大。岩石容重 γ 和侧压系数 K 的调整和分区使用, 对初始地应力场的分布起决定性作用。

3.10 应用边界元法进行大型洞室设计的实例

某矿埋深大约 1450 m 的提升洞室位于层状石英岩内, 跨度 15 m, 两洞室相距 25 m。

3.10.1 计算方法和条件

采用二维边界元程序 (TWODI) 对上述提升洞室进行顶板分析。

计算中塑性区是按 STACEY (1977) 论述的极限拉应变值推算的。

3.10.2 计算结果分析

图 2-3-25 表示洞室的一横剖面。图上表示出了最大主应力等值线和可能的破坏区。当应力值达

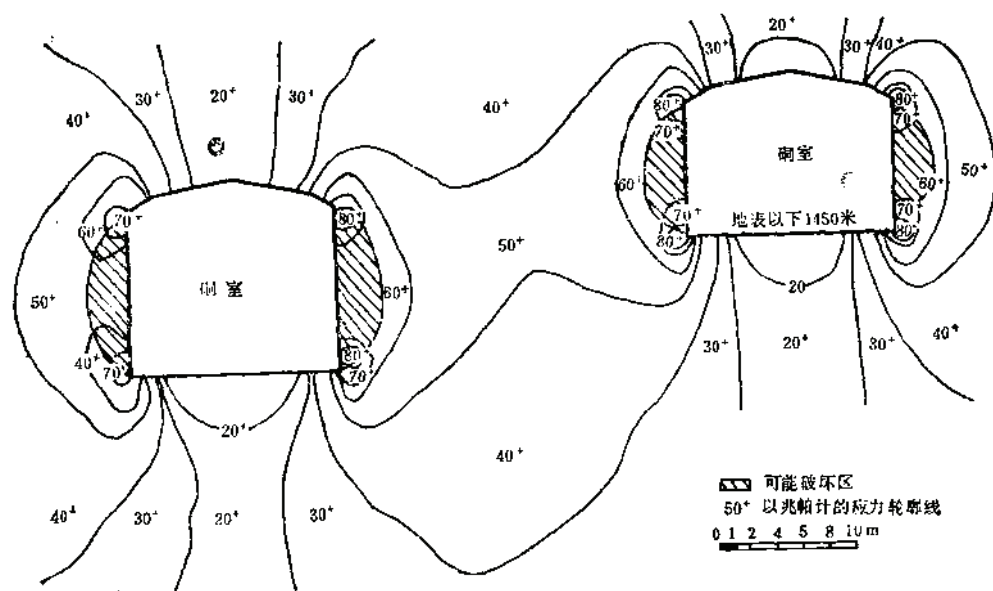


图 2-3-25 卷扬机硐室周围最大主应力和可能破坏区轮廓

到硐室所在岩层的单轴抗压强度的 $\frac{1}{3} \sim \frac{1}{2}$ 时，硐室两帮出现片帮。破坏区的深度伸入帮壁 3 m。计算得出的可能破坏区与看到的地下硐室两帮的破坏一致。因此当确定支护时，必须注意这种破坏区，以保证硐室的长期稳定性。

第四章 地表与岩体移动监测

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

长沙黑色冶金矿山设计研究院

编写人 赵慧文 魏孔章 叶学科 贾魁武

张毓沸 郭佩瑜

4.1 露天矿边坡监测与管理

边坡监测主要是使用监测仪器或装置对岩体的移动规律和岩体内部的变形进行观测。各类监测仪器或装置见表 2-4-1。

各类监测仪器或装置表

表 2-4-1

监测类型	仪 器	目 的 或 内 容
地表位移	光电测距-经纬仪	利用坡顶和坡面上设置的测点,测定移动区的范围,移动速度和方向;确定破坏模式,进行安全监测
	水准仪	利用坡顶和坡面上设置的测点,测定移动区的范围、垂直位移和位移速度
	标桩和钢带	在坡顶和平台上测量张裂隙的位移,确定移动方向和位移量;安全监测
	地表位移伸长计	安装在坡顶和平台表面上,测量位移量和位移速度
地下位移	倾斜仪	探测相对于稳定地层的地下岩体位移,证实和确定正在发生位移的构造特征
	钻孔伸长计	观测边坡深部岩体的移动规律,安全监测
	倒置镜	安装在坡顶和平台上,探测位移
水压力	水压计	确定坡体内地下水状态;确定作用在破坏面上的水压力,评价疏干效果
地面震动	地震仪	测量爆破引起质点速度,峰值质点加速度,监测生产爆破,使之不超过允许的震级;分析控制爆破技术的效果;建立震级、位移和边坡破坏之间的关系

4.1.1 地表位移观测

4.1.1.1 观测种类

分简易观测和观测网观测。前者是用钢卷尺在平行于滑坡方向的滑体裂隙两侧的打桩处量得滑坡的真实位移值。后者用十字交叉网、射线网和任意方格网对滑坡情况进行长期或短期的观测。常用的观测仪器及装置有光电测距仪、经纬仪、水准仪、地表应变伸长计、滑动触点装置和地面摄影经纬仪等。

4.1.1.2 监测仪器和装置的观测

1. 光电测距仪和经纬仪观测

测量网一般布置为三角形。测量标桩必须设置在坚硬岩石的稳定平台上。测量仪器一般选用单棱镜光电测距仪。如果采用三边测量,需购买精度为1.5mm的光电测距仪,如果只测量斜距,可用精度为5mm的仪器。边坡位移监测可用精度为1秒的经纬仪。

光电测距仪的型号和技术性能见表2-4-2。

加拿大光电测距仪技术规格表

表2-4-2

仪 器 名 称	测量范围 (m)	清晰 度 (mm)	精 度 (mm)
AGA700乔迪梅特 (Joudimate)	5000	± 1.0	± 5.0
HP3800A/B	3000	—	± 5.0
HP3810A	1600	—	± 5.0
LSE测距仪 I	12000	± 1.0	± 5.0
LSE测距仪	60000	± 1.0	± 5.0
电子测距仪 MA100	1000	± 0.5	± 1.5

2. 水准仪观测

测点要布置在采场内或采场周围的坡顶、平台或坡面上。测点位置应设在光电测距经纬仪与视标之间,应有15~30m向前或向后的观察距离。测点之间的距离不小于30m。水准仪要求选择精密水准仪。

3. 地表应变伸长计观测

有钢绳伸长计观测和钢杆伸长计观测两种观测法。钢绳伸长计观测法是在不稳定边坡体与稳定边坡的锚固标桩之间牵一根具有一定拉力的钢丝绳,用导轮重锤拉紧,当边坡发生移动时利用钢标尺读数测得边坡位移量。该装置可观察岩体较大的位移量,可以在大范围内设点形成一个监测网。

钢杆伸长计观测法是将测量的传感器部分设于装置的一端,内安一线性电位计。当岩石移动锚杆长度发生变化时,电位计上电刷位置亦随之发生变化。然后,测得电刷与电位计两端的电压及电刷端电压与电位计总电压之比和位移-电压曲线来确定电刷(即岩移)位置。它可用于露天矿顶部或阶段上已探测出位移并需要继续监测的地方。当伸长计长度为12.2m时,能探测1.33mm的位移量。

4. 地面摄影经纬仪观测

是用摄影经纬仪对边坡进行摄影测量,然后比较历次摄影测量相应点的位置,确定不同时间内边坡的移动特征。它可在整个观测视野内观测边坡上所有点的移动。但测量精度低,仪器昂贵,资料整理复杂。

4.1.1.3 观测资料图示

根据边坡观测结果可以绘制以下各图:

(1) 滑坡区断面图(绘出滑坡前后的边坡外形、岩层、构造、水文地质情况及滑动面露头等);

- (2) 观测点移动向量图;
- (3) 观测点移动速度图;
- (4) 观测点移动速度随时间变化图;
- (5) 观测点位移、降雨量随时间变化图;
- (6) 滑坡区平面图。

4.1.1.4 观测资料分析

通过观测资料, 可以分析滑动面的形状和位置, 并分析滑坡的原因, 预报滑坡时间等。

4.1.1.5 观测实例

滑坡监测及预报实例详见表 2-4-3。

滑坡监测及预报实例表

表 2-4-3

监测性能	矿 山 名 称		
	大冶铁矿采场山	湘潭县磷矿	智利丘基卡马特铜矿
观测方法	使用 T ₂ 级经纬仪和 004 蔡司精密水准仪及 DY-2 型地音仪对坡面上布设的 22 个测点观测	使用 JBW-1 型多点边坡位移自动记录仪对沿张裂缝走向布设的七个测点观测	使用经纬仪、水准仪和比长钢尺对在六个阶段上布设的六条观测线的 50 余个测点观测
滑坡特点	缓慢变形阶段, 滑坡的最大位移速度为 10~50mm/d, 坡顶出现张裂缝, 裂缝向两侧延伸, 宽度也不断增大, 岩石的破裂频率 8~10 次/m 加速变形阶段, 最大位移速度为 100~400mm/d, 滑体不断下沉, 两侧边界掉块, 出现局部滑移, 岩石声频 0~2 次/m, 滑体已与母岩脱离 急剧变形的大滑坡阶段, 最大位移速度大于 400mm/d, 岩石声频为 0~11 次/m, 岩石产生新的强烈破坏	自 1980 年 7 月 5 日至 8 月 22 日用上述仪器作了 46 天的连续监测, 8 月 17 日 14 时以前滑体为基本稳定阶段, 17 日 14 时至 19 日 11 时为滑移速度缓慢增加阶段, 19 日 11 时以后为滑移速度猛增阶段	1967 年开始边坡系统监测至 1968 年 10 月以前边坡缓慢变形, 位移速度 2~5mm/d, 1968 年 10 月以后直至 1969 年 1 月 13 日为边坡加速变形阶段, 位移速度 190~460mm/d
预报滑坡	该矿于 1979 年 7 月 9 日发出滑坡预报, 停止采矿作业, 撤离人员和设备, 滑坡体于 7 月 11 日上午 10 时 30 分滑落, 滑移量为 2 万 m ³	根据观察推断于 19 日上午发出滑坡预报, 撤出设备和人员, 于当天晚 22 时 48 分滑体滑落, 滑移量为 5000m ³	根据 1969 年 1 月 13 日至 2 月 18 日的位移-时间关系曲线推测, 于 1969 年 1 月 13 日发出 2 月 18 日滑坡的预报, 改变了公路及铁路线, 移走了设备, 于 2 月 18 日发生了滑坡, 仅停产 65 小时, 就恢复了生产, 滑移量 600 万 m ³

4.1.2 岩体内部位移观测

4.1.2.1 使用仪器或装置的观测

1. 钻孔倾斜仪观测

美国的数字式倾斜仪由传感器（即探杆）、电缆和读数装置几部分组成。观测时，将传感器顺孔内塑料管的四个键槽徐徐下降，如果边坡深部岩体某处发生位移，传感器在该处发生偏斜或偏转，此时钻孔倾斜仪的记录器就得到读数，即可测得岩体的移动量。

数字式倾斜仪钻孔必须以稳定的地层为底，其精度为1/10000。

加拿大生产的钻孔倾斜仪型号及技术性能见表2-4-44。

2. 多根钢丝钻孔伸长计

该装置在专门的钻孔内装入多根金属丝，每根金属丝用锚栓固定在孔内指定的位置，由孔外向金属丝施加恒定的9 kg拉力，将金属丝拉直，每根金属丝作为一个测点，当钻孔内部某处岩体发生变形或位移时，牵动金属丝，伸长计就取得读数，这样便可知道钻孔内部岩体移动情况及岩体发生移动的位置。它适用露天矿可能有问题的最终边坡的测试。

3. 地音探测仪观测

在装有套管的钻孔中安设地音探测仪，以记录噪音率，分析边坡岩石的稳定性。应用时要求把地音探测仪的钻孔位置接近潜在破坏带，并使探测仪与岩石有良好的接触。

4.1.2.2 岩体内部位移的观测实例

观测实例见表2-4-4。

钻孔倾斜仪、伸长计和地音探测仪监测边坡岩体位移实例 表2-4-4

矿山名称	使用仪器及观测结果
加拿大黑湖石棉矿	使用数字式倾斜仪（英国产），发现距孔口42m粘土层的移动量有增加，从而得知该处岩层已发生了位移
大冶铁矿	在130、100m水平安装了两台多根钢丝钻孔伸长计监测1号滑体位移
大冶铁矿	采用DY-2型地音探测仪，配合其它监测仪器，监测象鼻山滑坡位移
美国布朗露天矿	采用三台地音探测仪，同时监测边坡滑移。观测结果发现噪音率的增加先于位移，连续的高噪音件随着连续的位移，1965年3月对边坡不稳定地段剥离了 100×10^4 t岩石；1965年12月，地表裂隙再次增大，噪音率又显著增加，致使该矿重新设计，以防边坡最终破坏

4.1.3 边坡监测仪器

国内某些生产矿山现有边坡监测仪器见表2-4-5。

国内露天矿边坡监测仪器的型号及技术性能详见附录1。

4.1.4 边坡工程管理

4.1.4.1 矿区地质条件的调查研究和分析

边坡开挖后，要实测、记录和分析矿区构造和岩层的产状及位置等变化，根据实测资

某些生产矿山现有边坡监测仪器

表 2-4-5

矿山名称	仪 器 名 称 及 型 号
大冶铁矿	威尔特T ₂ 级经纬仪, 蔡司004、007精密水准仪, DI-4 L型红外测距仪, DD-1型微震仪, DY-2型地音仪, GZ-2型六线晶体管测震仪, SC-16型光电记录示波器, 地面伸长计(自制)
海南铁矿	经纬仪, DD-1型地震仪, 电感电桥电阻应变仪
南山铁矿	威尔特T ₂ 级经纬仪, 蔡司007精密水准仪, 电阻应变仪, 电子平衡电桥岩石声波参数测定仪, 电子电位差计
大孤山铁矿	蔡司010经纬仪, SC-16型光电记录示波器, 701型拾震器
把关河石灰石矿	JBW-2型多点边坡位移自动记录仪, 威尔特T ₂ -4型经纬仪, DCH-1型红外测距仪, HEL电感式钻孔伸长计, 膜式水压计

料分析其构造特征和对边坡稳定的影响。

利用勘探孔, 实测、记录和分析边坡体的地下水压、水位和水量等变化, 观测、记录和分析地表水(如暴雨时间及其影响)对边坡的影响; 观测和记录含水爆破孔的位置和孔口以下水位的深度; 观测坡面水渗出的位置和流量。

对于采场内、外发生的所有滑坡或不稳定边坡都要进行逆分析, 为边坡破坏模式和岩体强度分析提供实际数据。

4.1.4.2 进行边坡岩移监测和管理

要建立边坡稳定的监测系统, 配备监测人员。一般, 小型矿山要设置边坡管理小组, 配备地质、采矿专业的专职人员; 大、中型矿山要设置边坡工段, 配备采矿、地质和测量专业的专职人员以及工人若干名。

一些生产矿山边坡管理机构的人员配备见表 2-4-6。

4.1.4.3 临近边坡的爆破管理

严格按设计规定的爆破方法和参数进行施工和验收。在开采中要详细记录爆破实际资料, 包括孔径、孔深、孔距、抵抗线、炸药类型、装药量、起爆孔数、后冲破碎的范围及周边爆破的详情, 以分析爆破震动对边坡稳定的影响。

4.1.4.4 边坡维护和治理

详细观测新旧边坡现状, 发现不稳定现象及时采取相应措施; 经常清理坡面上的浮石和危石; 经常观测露天采场防排水的有效性; 禁止采掘超挖; 对靠帮边坡要绘制境界线图; 实测边坡加固地段并分析加固的有效性。

4.1.4.5 建立边坡原始记录档案

对水文、气象、爆破参数、监测数据、图表和曲线等资料要进行记录并妥善保管; 对

边坡管理机构 and 人员设置

表 2-4-8

矿山名称	机构设置	人员构成		职 责	隶 属
		专 业	人 数		
大冶铁矿	专门边坡管理机构	采矿 地质 测量 工人	1 2 1 5	边坡技术管理和边坡工程 边坡工程、水文、地质 边坡岩移监测	技术科 地测科 地测科
海南铁矿	没有专职技术管理人员			边坡工程地质和测量 边坡维护和治理 边坡科研和岩移监测	地测科 生产技术科 科研办
北关河石灰石矿		采矿 地质 测量 工人	1 2 2 5	边坡工程及管理 边坡工程地质 边坡岩移监测	生产技术科 地测科 地测科
兰尖铁矿		采矿(兼管) 采矿(专职)	1 1	边坡技术管理 边坡工程地质和测量 边坡工程施工	技术科 地测科 边坡车间
大孤山铁矿	边坡技术管理和科研小组	采矿 地质 测量	1 2 1	日常边坡技术管理和加固设计 边坡工程、水文地质 监测、清方、工程、验收	技术科 技术科 技术科
歪头山铁矿		采矿(兼管) 采矿(专职)	1 1	边坡技术管理 边坡工程	技术科 边坡工程队
南山铁矿	边坡试验研究小组	采矿 地质 测量 采矿	1 2 1 1	边坡技术管理 边坡稳定性研究 岩移监测 边坡工程	地测科 地测科 地测科 凹山车间
白云鄂博铁矿	边坡稳定性研究小组	采矿(兼管) 地质(专职)	1 1	边坡稳定性研究	

已有滑落体和边坡加固段,要作好实测和记录;有排水疏干系统时,要作排水疏干的实测和记录。

4.2 地表移动监测

矿床开采往往造成岩体大规模移动与地表的破坏。这不仅危及地下工程和地面建筑物,而且也给环境保护带来严重的问题。所以在新建矿山时应考虑地表下沉的控制方法。目前,地层控制最有效的方法是胶结充填和留保安矿柱。但上述方法并非在任何开采条件下都是可行的。因此,在设计中必须预测和圈定地表移动范围,将建筑物、构筑物均布置在岩层移动范围之外,而且为了合理利用土地和矿产资源,需要预先评价岩体和地表的破坏程度。有关这方面的资料,请参考地下开采篇。

鉴于目前缺乏适合于各种条件的预测岩移范围的计算方法,故地表移动的现场监测就

更为重要了。现场监测可以提供地面初始下沉与开采深度、时间的关系；地表塌陷规律；岩体移动参数；地表移动随开采深度变化的特性；地表下沉与覆盖岩层厚度及上下盘围岩强度的关系等。

4.2.1 地表移动观测站的任务

- (1) 确定地表移动范围、岩层移动角和陷落角。
- (2) 地表移动盆地内，主断面或某一方向的各种移动、变形值大小及分布规律。
- (3) 开采对地表岩移在时间上的影响，如地表发生岩移的时间、发生危险变形的时间以及地表移动的总持续时间。

4.2.2 观测站位置选择

观测站位置应服从矿区的整体规划，应按矿区开采计划，使观测工作能做到逐步查明各种地质和开采条件影响地表移动在时间上和空间上的规律。初期观测站位置应考虑以下诸因素：

- (1) 地势平坦，有利于观测。
- (2) 地质构造简单，水文地质条件简单的地段。
- (3) 观测期间，观测点和控制点不受外界因素的影响。
- (4) 尽量寻找能直接观测岩层移动特性的条件。
- (5) 尽可能寻找上部边界首次采动的条件。
- (6) 先选择矿体形态规则、采矿方法单一、地表发生岩移的地区。

后期观测站应逐步选择条件复杂的、有异常条件影响的地段，以便获得各种条件综合影响的规律，为逐步完善地表移动理论提供资料。

4.2.3 地表移动观测站设计

4.2.3.1 设计观测站所需资料

- (1) 坑内外对照图和地质剖面图。
- (2) 开采计划的中段平面图和纵投影图。
- (3) 有关地形、地质、水文地质及开采条件的资料。
- (4) 已有岩层及地表移动的观测成果。
- (5) 已有的岩石力学试验研究资料。

4.2.3.2 观测站设计应遵循的一般原则

- (1) 一般情况下应将观测站布置成直线的形式。
- (2) 观测线条数由设站的目的、地形及开采情况而定。在一般情况下，沿走向和倾向各设一条，并且相互垂直。只有在进行理论研究时，才设置多条观测线。
- (3) 观测线应设置在预计的移动盆地主断面上或者通过最大移动和变形的断面上。
- (4) 观测线长度应保证线的两端或至少一端超出采动影响范围，以便确定采动影响边界。

(5) 控制点必须设在不受采动影响的地方, 每条观测线两端均设不少于三个控制点。控制点之间的距离一般为50m。

(6) 观测点一般等间距布置, 其间距随开采深度增加而增加。当开采深度由50m增加到300m时, 间距可由5m增加到25m, 如遇特殊情况可加密。

4.2.4 观测工作

观测工作的基本内容是用仪器定期测定观测点的位移量。观测前, 首先要进行连结测量, 即由矿区控制点测定观测站控制点的平面坐标和高程。

观测站的全面测量应包括下述内容:

(1) 观测站各点的水准测量。

(2) 观测站内各测点之间距离测量。

(3) 各测点偏离观测线方向的距离测量。

(4) 地表原有建筑物、构筑物破坏情况的素描、编录。若发现测点下沉量达10mm, 说明地表已受影响。地表开始移动之后, 对观测站定期进行重复观测(定期进行水准测量), 其目的在于测定各工作测点在采动过程中的位移量以及出现裂缝、塌陷的时间和形态, 并记载地质、水文与开采情况。重复测量的时间间隔应根据地表移动速度而定。

当地表下沉量达50~100mm时, 进行采动后第一次全面观测。每一次观测工作应尽量在短时间内完成。尤其是在岩移活跃阶段, 水准测量必须在一天内完成。

地表变形移动与岩体的破坏有密切关系。一般在地表变形观测的同时, 还应进行地下岩体移动的观测。

4.3 巷道变形监测

4.3.1 监测内容

监测工作通常用在不良岩体和受采动影响的巷道中进行。

监测项目分为必测项目、选测项目和增测项目。

必测项目尽可能经济而有效地判断围岩的稳定程度, 以指导设计与施工。为适应井下的恶劣条件(包括温度、湿度和很差的操作条件)下工作, 故要求仪器简便、坚固耐用、可靠性高。一般为收敛量测、位移变形量测等。

选测项目是对有特殊意义和有代表性的巷道进行补充量测, 以求更加深入地掌握围岩与支护的动态, 具体指导未开挖区的设计与施工。根据巷道用途、服务年限、断面尺寸、施工方法来选择监测项目, 一般实用意义较大的是围岩位移、围岩压力、支护压力的量测。

增测项目用于特殊工程和重大工程项目要求增加补充量测项目, 如底鼓量测、地表沉降量测等。

量测内容及要求见表2-4-7。

量测内容及要求

表 2-4-7

项目	量测内容	要 求
必测项目	巷道周边的观察	掌握岩质、断层破碎带、褶曲构造、岩质带等状况,观察支护变形破坏特征
	巷道收敛测量	量测巷道断面变形状态,根据变形速率及总变形值判断围岩稳定性
	巷道顶部下沉量测	监测顶板绝对下沉量,防止发生坍塌
选测项目	围岩变形量测	判断围岩内部与岩壁的相对位移或绝对位移,确定围岩松动范围
	围岩压力量测	监测围岩压力大小及其分布规律,用此判断喷层内应力或支护的安全度
	支护层应力量测	支护层内切向与径向应力,确定支护层厚度
	物探量测	确定围岩强度与岩体完整性,确定围岩松动区与压密区的密度
	锚杆轴向量测	根据锚杆应力分布状况,围岩内部应变及松动范围选用锚杆长度与支护参数
	底鼓量测	判断是否修建仰拱及封底的合理时间

4.3.2 巷道监测的要求

(1) 掌握设计意图,把巷道监测作为地下工程总体设计的一部分,详细安排进度,使监测结果用于现行工程,用实测结果调整设计。

(2) 监测设计之前,应预估巷道的变形与压力值,预估在那一个数量级的范围内,根据围岩类别、工程跨度、工程性质、经费多少明确量测目的,选择量测方法,确定观测计划。

(3) 现场观测计划应编入井巷施工计划中,应仔细检查施工对观测的干扰,避免埋设地点难以靠近、埋设仪器遭受破坏,甚至仪器埋设过迟,而达不到监测目的。

(4) 监测计划可能延续几年或更长。选择仪器和安设地点时,要考虑长期性和可靠性,应使系统监测方法能互相校验。

(5) 培训专业人员,确保仪器埋设准确,掌握仪器性能,能识别仪器的不稳定征兆,才能发现问题并及时处理。

(6) 观测人员与资料分析人员不要脱节。

4.3.3 监测方法与布点设计

巷道的监测方法和布点参考表 2-4-8。

4.4 采场监测

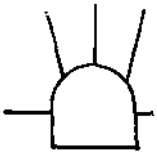
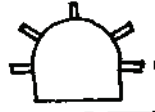
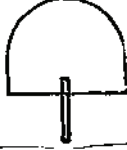
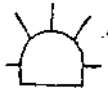
采场地压监测是科学管理矿山生产,合理布置巷道,合理确定开采顺序,合理确定矿柱尺寸,减少资源损失,减少采场维护费,减少工伤事故等的一项基础工作。它对矿山正常生产有着重大意义。

监测的目的:

(1) 研究采场周围的应力分布状态,确定采场压力的影响范围,为巷道布置、确定

巷道监测方法与布点要求

表 2-4-8

监测项目	量测方法	测点布置	测读频率			附 图
			半个月	1个月	1个月 后	
巷道观测	人工目测	各巷道开挖面	每天一次			
巷道收敛	收敛计总位移量 >100 mm适用带钢尺或测杆	测试断面间隔 $10\sim30$ m, 地质条件变异大时量距减小, 一般布置5个点, 应在开挖后48小时内埋设	角	每	每	
顶板下沉量测	小巷道中用伸缩测杆量测垂直变位。大硐室用拱顶位移计	测试断面间隔 $10\sim30$ m, 测一点或一条垂直线	天	二	周	
围岩变位量测	多点位移计即钻孔伸长仪	每隔 $200\sim500$ m设主测断面, 测点一般 $3\sim5$ 点, 尽量与收敛量测一致。多点位移计长度为巷道半径 $2\sim3$ 倍以上, 每个多点位移计的锚固点最好为4点以上				
围岩压力量测	压力盒应力计	沿巷道断面周边间隔 $1.5\sim3$ m, 量测围岩的压力, 沿径向布置				
支护层应力量测	压力盒应力计 应变计(砖)	沿巷道周边布置, 间隔 $1.5\sim3$ m, 主要沿切向布置				
物探量测	声波测试形变电阻率法测试	在间隔 $200\sim500$ m主测断面上测试3处	次	次	次	
底板量测	水准测量多点位移计	发生底鼓的巷道, 在底板设测点, 进行水准量测或用多点位移计量测底板岩层移动速率				
锚杆轴向力量测	电阻式或钢弦式量测锚杆	采用空心量测锚杆, 锚杆内贴电阻片。量测锚杆应长于普通锚杆, 最好与多点位移计的测点布置一致, 测点宜5个左右				

矿柱尺寸提供科学依据。

- (2) 研究回采顺序, 回采巷道的矿压显现规律。
- (3) 研究采场顶底板的应力分布状态, 如应力传递深度。
- (4) 研究采空区上下盘围岩的会聚位移, 确定采准巷道的合理布置方式。
- (5) 研究二层同时回采工作面的合理错距。
- (6) 研究各回采分层巷道的矿压显现规律, 确定各分层的衔接时间及滞后距离等。

4.4.1 开采对围岩的影响

采矿场形成后, 产生了次生应力场。采场围岩的应力是变化着的, 有的地区应力升高, 有的地区应力降低, 其表现方式是活动地压。根据采场上下盘、围岩、顶板、矿柱和采准巷道的围岩变形, 可将地压分为两大类, 一类为缓慢式地压; 另一类为冲击式地压——岩爆及有害气体突出等。

4.4.1.1 缓慢式地压

开采对围岩的破坏大致划分为四个阶段, 围岩的破坏程度属于Ⅰ、Ⅱ阶段时, 围岩基本上是稳定的。由于地质因素和工程因素的影响, 围岩的破坏程度发展至Ⅲ、Ⅳ阶段时, 则处于失稳状态, 对生产和安全可能造成危害。对于可能发展为Ⅲ、Ⅳ阶段的地压活动区应进行现场监测。

地压发展的阶段见表 2-4-9。

地压活动发展阶段及其现象

表 2-4-9

发展 阶段	一 般 现 象		特 点
	地 表	井 下	
Ⅰ 初始阶段	无变化——变化不明显	巷道局部片帮、冒顶, 断层开裂、移动或挤出断层泥, 个别支柱压弯、折断	1. 仅在少数构造弱面发育处或弱面与密集空区交切部位的测点发生移动, 尚不能圈定移动区 2. 断层泥挤出, 有的断层张开
Ⅱ 缓慢阶段	出现小裂缝或小陷落坑	巷道片帮、冒顶较普遍, 断层岩体明显开裂、移动, 部分支柱折断, 硐室支护开裂, 巷道开始变形, 矿柱剥皮、掉渣, 局部破坏, 采空区慢慢闭合	1. 不稳定岩体沿弱面缓慢移动, $i-t$ 曲线平缓上升 2. 采空区缓慢闭合 3. 关键部位的矿柱剥皮、掉渣、局部破坏 4. 能圈定岩移的范围 5. 发展缓慢, 一般经历一年至几年, 甚至十余年
Ⅲ 急剧发展阶段	出现许多连续裂缝和小陷落坑, 可圈定陷落、移动范围	巷道大部分支柱折断, 硐室支护压垮垮落, 坑道鼓帮, 底板隆起, 断面缩小, 铁轨抬离、扭动, 矿柱开裂, 部分压碎、局部倒塌, 空区加速闭合, 部分岩体倒塌, 岩体加速沿断层面滑动, 放矿漏斗普遍倒塌, 可听见岩体破裂声响	1. 不稳定岩体沿弱面加速移动, $i-t$ 曲线变化显著, 偏离平缓发展区段 2. 巷道岩体明显变形或闭合, 部分倒塌 3. 听见岩体破裂声响 4. 发展较迅速, 一般经历一至几个月, 多至一年

续表

发展 阶段	一 般 现 象		特 点
	地 表	井 下	
冒 塌 阶 段	陷落坑连成片、地表下沉、移动区内形成若干骨干裂缝为主的裂缝群。出现断裂台阶	巷道倒塌或沿断层面整体下沉、错动、出现下沉台阶，矿柱压碎倒塌，空场闭合，倒塌或沿断层面整体下沉，岩体沿构造弱面大范围地变形、移动，向空区倒塌，岩体破裂声响频繁，坑内一片轰鸣，砂石弥漫，伴随冲击气浪和风暴	1. 位移量剧增， $I-t$ 曲线出现“突变”拐点 2. 巷道矿柱、岩墙普遍折断、压碎、倒塌或沿断层面下沉 3. 不稳定岩体沿弱面大范围移动，向空区崩塌 4. 伴之各种物理效应，如声响、冲击气浪等 5. 发展极迅速，由几小时至几天，长到一月

4.4.1.2 冲击式地压——岩爆

岩爆是岩石突然断裂伴随着巨响，岩块抛射，受强裂的气浪冲击，地表发生振动。岩爆是最危险的矿山压力现象，给生产和安全带来严重破坏，甚至造成整个采区或矿井的报废。

1. 岩爆发生的条件

高应力区的低强度脆性岩体，岩体应力超过岩体的极限抗压强度时，岩体中积聚着潜在的弹性势能瞬时转变为动能，发生脆性断裂——岩爆；

应力集中的坚硬岩体，坚硬的顶底板岩层和矿柱，由于回采造成应力集中，岩层积聚的弹性势能不能转变为体积变形能，则发生岩爆；

开采深度达到始发深度，岩体应力是随开采深度增加而增加，开采到一定深度时，岩爆才可能发生；

爆破的诱发，爆破引起漏巷表面岩体遭受附加的脉冲载荷。

2. 岩爆的分类

岩爆可按物理特征分类；按能量特征分类；按岩爆发生地点分类。见表 2-4-10、表 2-4-11、表 2-4-12。

按 物 理 特 征 分 类

表 2-4-10

类 别	内 容
压力型岩爆	矿柱支撑着上下盘岩层，就象压力机上进行压岩样一样，矿柱承受压力超过其极限抗压强度时称为压力型岩爆
突发性岩爆	随采场跨度逐渐增大或采空区的逐步扩大，顶底板坚硬的岩石发生折断或冒落，同时也压跨了处于极限状态下的矿柱，发生突发性岩爆
爆破型岩爆	直接顶底板岩层中有塑性岩石夹层，在适当的条件下，塑性夹层被挤入巷道中，使巷道顶底板刚性岩层发生爆破型爆裂

按能量特征分类(岩爆时放出的能量多少)

表 2-4-11

岩爆级别	地震能J	震中地震烈度(级)
微 爆	<10	<1
弱 爆	$10^1 \sim 10^2$	$1 \sim 2$
中 爆	$10^3 \sim 10^4$	$2 \sim 3.5$
强 爆	$10^4 \sim 10^7$	$3.5 \sim 5$
灾害性岩爆	$>10^7$	>5

按 岩 爆 发 生 地 点 分 类

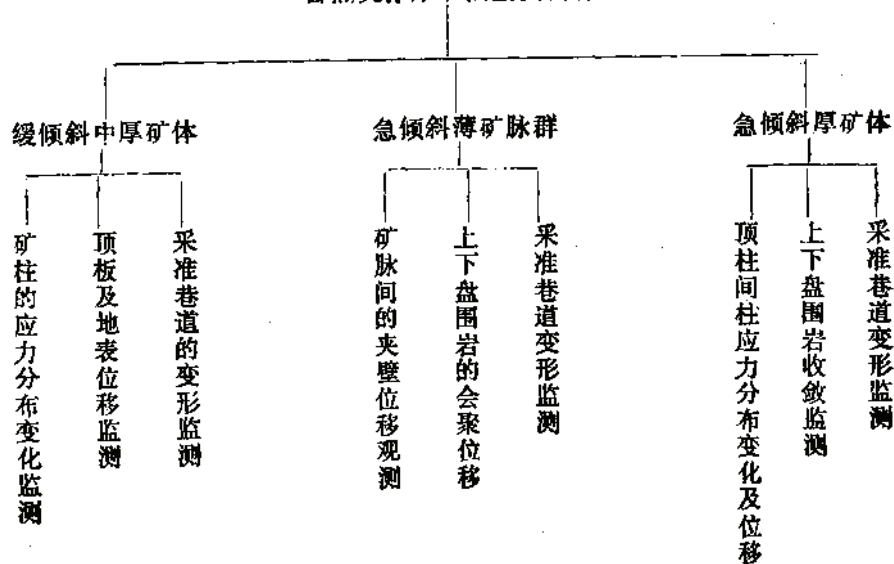
表 2-4-12

类 别	内 容
巷 道	采准巷道, 在离工作面不远的区段发生岩爆
矿 柱	矿柱承受二个相邻采场的应力叠加, 由于应力超过极限抗压强度, 矿柱发生岩爆
顶底板折断	原岩应力场中, 在水平应力作用下, 顶底板弯曲折断
断层或褶曲轴部	由于应力集中, 岩层处于拉伸状态下易发生岩爆

4.4.2 自然支撑采矿场的监测

自然支撑采矿法是依靠矿柱自身强度和支架(立柱、木樑、锚杆喷射混凝土)支撑来维护采场和采空区的稳定。

自然支撑采矿法监测内容



4.4.2.1 地表及井下岩石移动测量

进行岩移观测时,应根据调查资料,结合矿山工程条件,确定观测范围,设立临时的和永久性的观测站、观测线或观测网。

地表、井下岩移量测见表 2-4-13。

地表、井下岩移量测表

表 2-4-13

类型	观测手段	布点设计
地表移动观测	经纬仪 水准仪 激光测距仪 地面倾斜仪 观测周期 2 次/1 年	在矿床中央或采场密集区布置一至几条垂直矿体走向的观测线,布置一至二条沿走向观测线,观测站与观测网连接,在移动区外,建立永久性测点。为了考虑求得移动角、断裂角度应在适当位置加密测点,缩短间距。一般平均间距 20~25m,最大不超过 70m
井下岩移观测	钢卷尺 滑杆 水准仪 经纬仪 多点位移计 收敛计 观测周期每天 1~2 次,地压活动频繁时可缩短周期	井下观测岩移线最好与地表观测线在一个垂直面上或相距不远 岩移局部观测网要布置在地压大的危险区段内,量测手段应多种,彼此互相验证。测点间距平均 10~20m,测点布置在巷道底板上,在岩移范围之外设置一个控制点 可着重测巷道收敛位移,顶板岩移,上下盘岩移用多点位移计量测
顶板岩移观测	地音仪探头	一般用数台地音仪系统布点,将探头放置在孔中固定,也可放置在岩石堆上,监听并记录声响频率,响声大、频率高时表示岩层危险。一个监测孔的控制距离约 10~15m,孔间距随岩石完整坚硬可以加大。孔深 2m 以上,孔径 $\phi 32 \sim 42\text{mm}$,可以引出电缆进行遥测。1 孔一次监听 5 分钟,每天监听一次

4.4.2.2 矿柱应力监测

矿柱应力监测见表 2-4-14。

矿柱应力监测表

表 2-4-14

类型	量测手段	布点设计
矿柱应力量测	地音仪	监听孔布设在矿柱上,钻孔深度 72m,孔径 $\phi 32 \sim 42\text{mm}$,孔的方向尽可能指向声源。探头可固定在孔中,引出电缆进行监测。电缆长度在 100m 以内,探头也可以流动使用,不固定量测。每次监听时间为 5 分钟,该数取平均值偏大些。当岩音频率超过每分钟 20 次时,矿柱有随时片帮或冒落的可能。当岩音频率 < 每分钟 10 次时,每 3 天监听一次,当频率在每分钟 10~20 次之间时,每天监听一次,频率 > 每分钟 20 次时,发出危险警报,每班监听一次。此法的优点是能及早察觉险情进行预报
	光弹应力计	埋入矿柱 2m,钻孔直径 $\phi 50\text{mm}$,用矿山 I 型手持式光弹仪进行光弹应力条纹观测,对照试验室内的标定应力条纹图,计算出应力变化值
	声波量测	应用锤击法,用单点发射,多点接收,每对测点应测 7~8 次,然后互换发射接收位置进行量测。锤击法最大穿透距离十几米
	裂隙调查	矿柱中出现较大的水平裂隙,并伴有频繁的响声时,说明面临破坏

4.4.2.3 成果分析

及时分析观测成果, 圈定危险区段和划分危险程度, 及时发出预报。

1. 江西钨矿小龙矿区预报成功的实例

小龙矿区最大采深300m, 六个生产中段, 有110万 m^2 空区未处理, 形成大规模空场。矿体上盘有两条大致与矿脉走向平行, 但倾向相反的大断层 F_2 、 F_3 见图2-4-1。

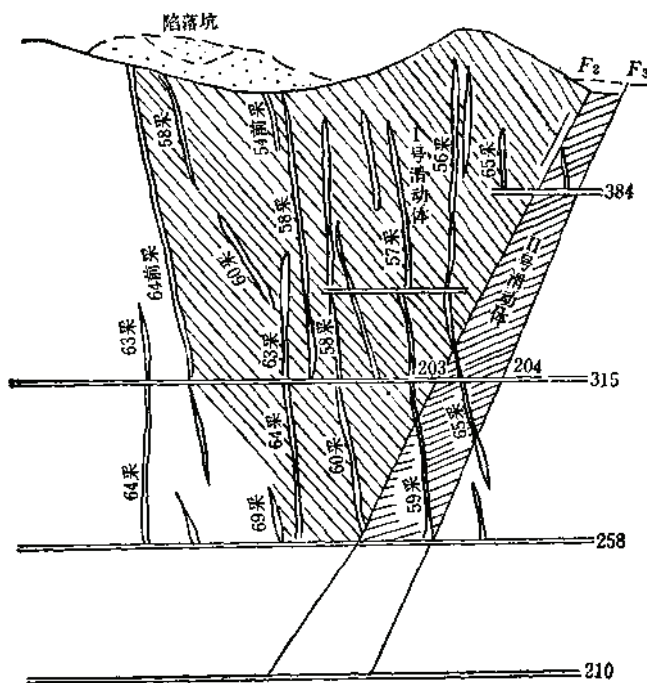


图2-4-1 小龙矿Ⅱ线岩体滑动示意剖面图

该矿1970年开始观测, 观测资料表明 F_2 、 F_3 有相对移动和下沉, 所有观测点的移动速度缓慢。于1972年2月底~3月初, 测点剧烈变化, 有八个观测点的位移变化值超过设点以来变化值之和, 全部测点位移平均速度高达1mm/d, 井下巷道开裂(裂缝达10~20mm); 巷道错断呈台梯形状; 矿柱剥皮冒落和倒塌; 断层泥被挤出30mm, 顶板相继塌落; 上下盘发生闭合位移; 空区内经常有岩石爆裂声响, 有时冲击气流吹起粉尘飞扬, 空区掉块象下冰雹, 种种地压活动象征者大岩移。4月8日全体人员撤离井下, 4月10日发生了大岩移, 范围是长450m, 宽270m, 高200m, 面积11万 m^2 。地表出现陷落漏斗五个, 面积600 m^2 , 裂缝九条, 宽0.3m, 落差0.8m, 井下近万米巷道倒塌。由于矿山进行观测, 成功预报了这次大岩移。

2. 锡矿山监测工程实例

锡矿山系缓倾斜似层状硫化锡矿床, 走向长1.5~2km, 倾角10°~30°, 埋深30m~400m, 顶板岩层为层状灰岩和页岩。矿区构造复杂, 大小断裂构造数十条, 断裂构造面控制着地表和井下岩石移动, 见图2-4-2。

监测网布置见图2-4-3。

监测成果的分析见表2-4-15~表2-4-18和图2-4-4~图2-4-8。

移动角和断裂角见表2-4-16。

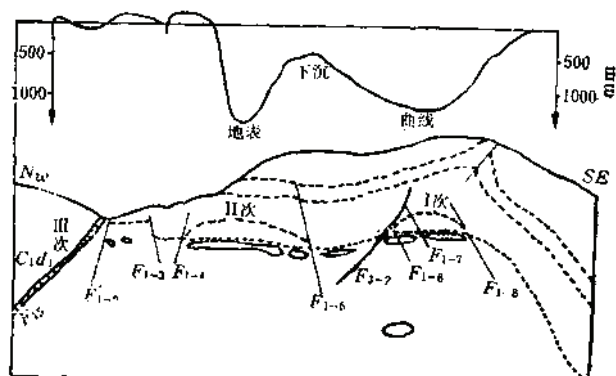


图 2-4-2 矿区内主要断裂结构面控制冒落略图
(第一次东部冒落带, 第二次中部冒落带, 第三次西部冒落带)

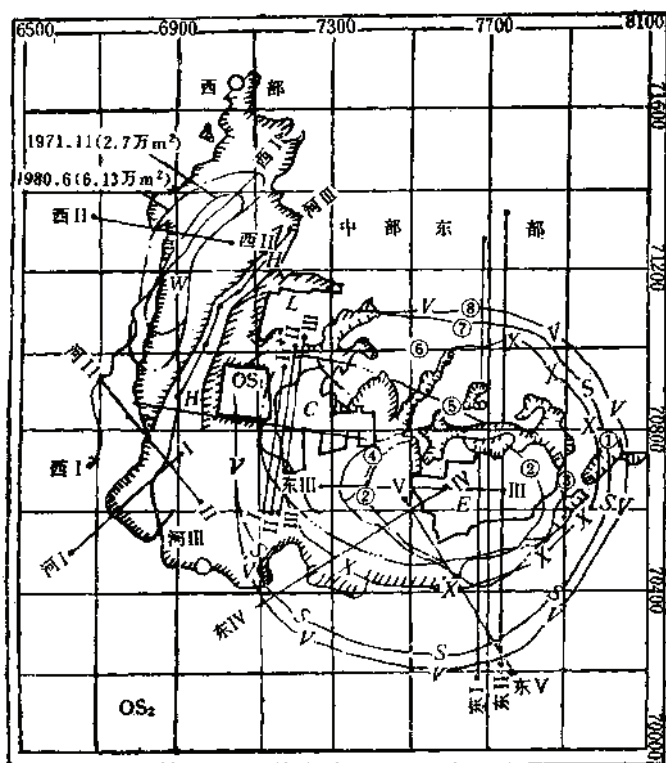


图 2-4-3 井下冒落区和下沉盆地观测网图

量测的主要参数及结果

表 2-4-15

主要参数	量测位置	结果
地表最大倾斜	上山	+27mm/m
	下山	-25.8mm/m
地表最大曲率	上山	$+1.06 \times 10^{-3} \text{mm/m}$
	下山	$-0.86 \times 10^{-3} \text{mm/m}$
地表最大水平移动		0.5m
地表最大水平变形	上山	-8.2mm/m
	下山	$+8.4 \text{mm/m}$
地表最大下沉值		1601mm
下沉系数		0.27
开采影响传播角		87°
主要影响角的正切	上山	2.1
	下山	2.7
拐点偏移距离	上山	15.6m
	下山	20.7m
水平移动系数		0.3
主要影响半径	上山	52m
	下山	69m

移动角, 断裂角的数值

表 2-4-16

地表观测名称	矿体倾角 (α)	走向移动角 (θ)	采区上山 移动角 (β)	采区下山 移动角 (β)	灰岩移动角 ($\beta_{灰}$)	断裂角(或裂缝角)	
						走向 δ'	下山 β'
东部	10°	65°	68°	59°	65°	79°	78°
中部	15°	71°	69°	59°	62°		

注: 1 移动角是根据一般建筑物遭受破坏的各种变形值确定的。

岩层移动持续时间表

表 2-4-17

观测区	平均深度 (m)	移动总时间 (月)	开始阶段 (月)	活跃阶段 (月)	衰退阶段 (月)
中部	140	16	1	4	11
东部	220	66	1	2	63

注: 移动开始和衰退, 每月下沉量小于30mm;

活跃阶段: 每月下沉量大于30mm;

移动终止: 半年下沉量小于30mm。

地表最大移动变形值的理论计算与实测对比表

表 2-4-18

最大移动和变形	上山或下山方向	理论值	实测值	较差	误差(%)
水平移动 $U_{\max}$	上山	438	445	-7	1.6
	下山	484	440	+44	9.1
倾斜 $C_{\max}$	上山	30.3	27.0	+3.8	12.3
	下山	23.3	25.6	-2.5	10.7
曲率 $K_{\max}$	上山	0.97	1.06	-0.09	9.3
	下山	0.55	0.66	-0.11	20.0
水平变形 $E_{\max}$	上山	11.9	8.2	+3.7	31.1
	下山	11.6	8.4	+3.2	27.6

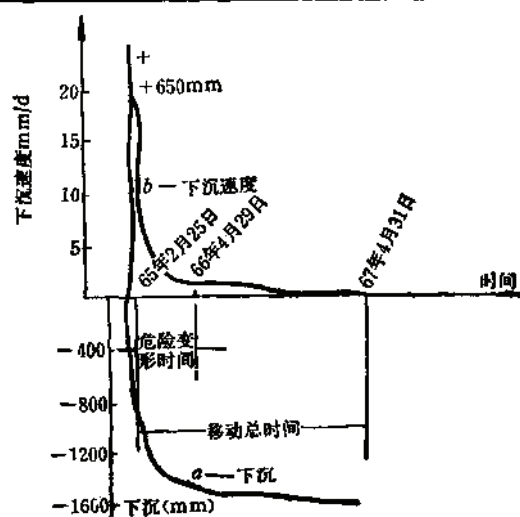


图 2-4-4 中部地表Ⅰ-16测点下沉及下沉速度曲线

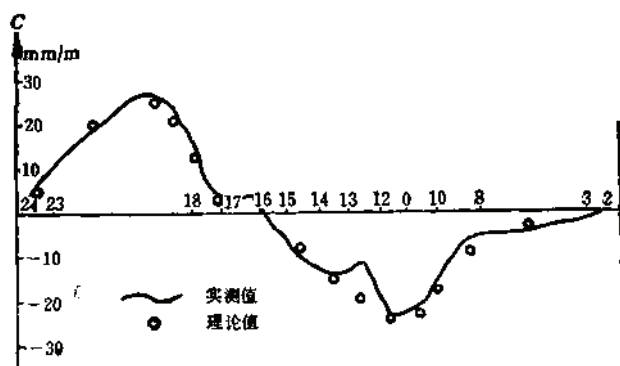


图 2-4-5 倾斜理论值与实测值对比

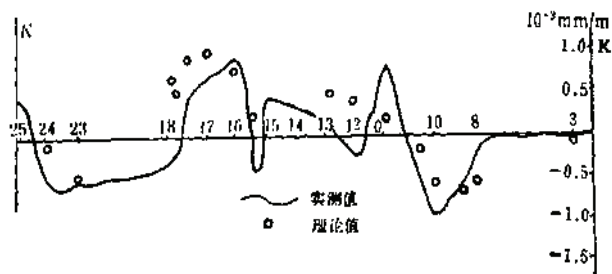


图 2-4-6 应变理论值与实测值对比

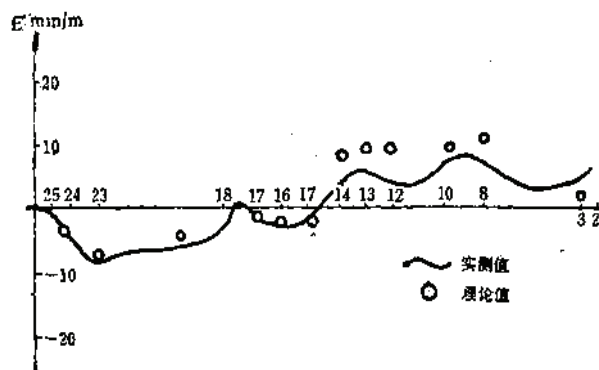


图 2-4-7 水平变形理论值与实测值对比

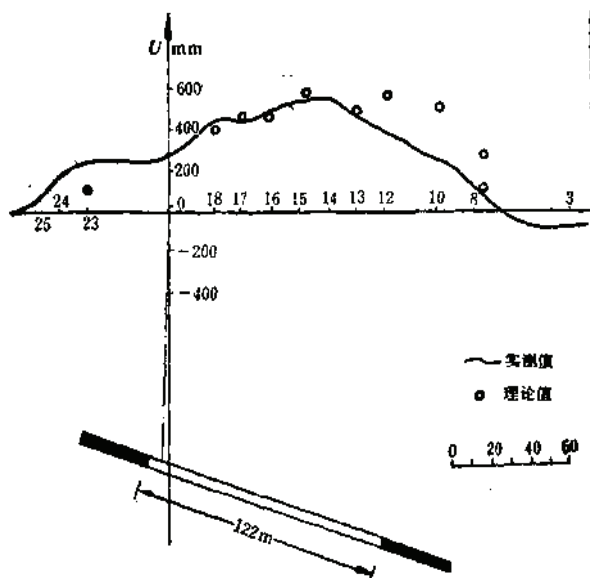


图 2-4-8 水平移动理论值与实测值对比

经过实测得出下沉速度曲线图 2-4-4 和岩移持续时间表 2-4-17。

地表最大移动变形值的理论计算与实测对比见表 2-4-18。

4.4.3 人工支撑采矿场的监测

人工支撑采矿场是指用人工材料来支撑或充填矿房并保护矿柱,以控制围岩和地表变形。

4.4.3.1 监测方法

1. 现场调查

由于矿体与围岩条件多变,应着重地质条件和围岩破坏形式的调查。围岩破坏型式见表 2-4-19。

2. 现场监测

现场监测内容见表 2-4-20。

围岩破坏型式表

表 2-4-19

类 型	破 坏 形 式
顶板楔块下落	顶板呈不规则形状,楔块下落,需增加支撑和频繁撬毛石
顶板构造导致失稳	顶板出现水平断裂面,沿层理、片理开裂,或软弱岩层造成失稳,可用锚杆加固
上盘软弱时顶板失稳	上盘出现构造影响时,其应力超过极限强度时而失稳,可用锚索加固
上盘破坏	上盘出现构造影响或软弱岩层时,造成失稳,锚索加固
下盘破坏	下盘出现构造或软弱岩层时,造成失稳,锚索加固
极限破坏	由于构造或软弱岩层影响,其应力超过极限强度时而造成塌落。锚杆维持不住顶板时,需停止采矿或改变采矿法

现场监测内容表

表 2-4-20

类 型	监测手段	布 点 设 计
岩体强度节理特性	现场试验	求出岩体的抗压强度、抗剪强度、泊松比、弹性模量、粘结力、摩擦角、节理阻挫系数
采矿工作面应力	钢弦应力计、光弹应力计	直接放置在充填体中间,应固定牢固,引出电缆便于观测。量测周期为每月 1~2 次
采矿工作面收敛位移	收敛计 钢卷尺 伟德测杆	在布置应力计的同一段面上,埋设 5 个固定测点,每周进行一次收敛量测
上下盘会聚位移	多点位移计	在矿体走向的中间部位,布置多点位移计。为了长久监测,最好采用遥测,因为测量人员无法接近危险地区。量测周期为每 2 周 1 次
充填后采场顶板的位移	多点位移计	观测采矿后采场顶板的挠曲和位移。量测周期为每 2 周 1 次
矿体与蚀变带会聚位移	多点位移计	在矿体走向的中间部位布置多点位移计,量测周期为每 2 周 1 次

4.4.3.2 监测实例

1. 金川二矿区下向充填采矿场的监测

二矿区1[#]试验采场采用机械化下向水平进路充填采矿方法。矿体埋深 $>400\text{m}$ ，富矿平均水平厚度 80m ，上盘贫矿平均厚度 30m ，下盘贫矿平均厚度 19m ，矿体走向 $N50^{\circ}W$ ，倾向 SW ，倾角 $60^{\circ}\sim 75^{\circ}$ ，主要开采富矿并带采下盘较薄的贫矿，上盘贫矿留下不采。

1) 地质调查

矿体本身的单轴抗压强度可达 100MPa ，但经后期岩浆岩侵入，主要是辉绿岩，其次是煌斑岩，使矿体节理裂隙发育，裂隙面光滑，并多有滑石、蛇纹石等充填物。贫矿的整体稳定性低于富矿体。

试验采区的矿体走向长度 99m ，段高 50m ，采区内有三条断层破碎带，一条位于上盘的贫富矿交接处，第二条位于富矿中间的沿脉巷道中，第三条位于下盘的分段巷道中。由于断层破碎带和岩脉侵入，使矿体的整体质量很差。

按NGI隧道岩体质量划分，采区的Q值为 $0.5\sim 1.6$ ，属于很差和差的岩体。采场工作面支护采用管式锚杆或水泥卷锚杆加金属网支护。灵活迅速地阻止了顶板矿石沿裂隙面的剪切破坏。

2) 岩石强度试验

矿体与围岩的单轴抗压强度；

矿体与围岩的单轴抗拉强度；

矿体与围岩的三轴强度；

矿体的蠕变试验；

软弱结构面的抗剪强度；

节理面的粘聚力、摩擦角、节理粗糙系数、节理的法向刚度和剪切刚度；

充填体强度。

3) 原岩应力量测

矿体中的原岩应力量测采用钻孔解除法，量测元件采用空心包体三轴应变计，量测结果以水平应力

为主导，最大水平主应力值为 $20\text{MPa}\sim 30\text{MPa}$ ，方向为 $N40^{\circ}E\sim N10^{\circ}W$ ，则回采进路方向应与最大主应力方向平行、即垂直于矿体走向，这样布置缩小了巷道周边的应力差值，有利于采场进路的维护。

采区内进路的回采顺序是从两侧向中央连续推进，采一条充一条，避免间隔回采时分层巷道的跨度过大，造成顶板楔块塌落。

4) 采区巷道的收敛量测

在上下盘的沿脉巷道中和穿脉巷道中，布置了收敛测点，用收敛仪或带钢尺按测点顺序依次进行量测，见图2-4-9。

遇有大位移变形的巷道，要求测点的埋设深度加大，防止测点被破坏，造成收敛量测的中断。

5) 采区的应力量测

随着回采工作的推进，采区的应力是变化的。在沿脉或穿脉巷道中，在巷道上部或下部打钻孔，在同一地点至少布置二个钻孔，孔深应大于巷道跨度的1倍以上，可选取 4m 、 5m 、 8m 等。量测元件为钢弦应力计，埋设位置应距孔底 200mm 以上，一孔中可安设2个应力计，见图2-4-10。应选在孔壁完整光滑处安设，切记安设方向必须与采区来压方向一致，因为量测元件是单向受压的。

应力计安设前，应事先在试验室内进行频率-应力标定曲线。采区内量测的应力计频率可对应室内标定曲线得出采区的应力值。

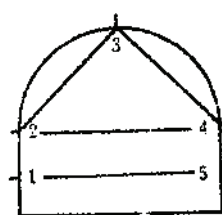


图2-4-9 巷道收敛量测布点

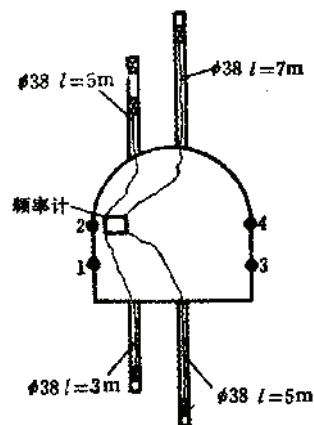
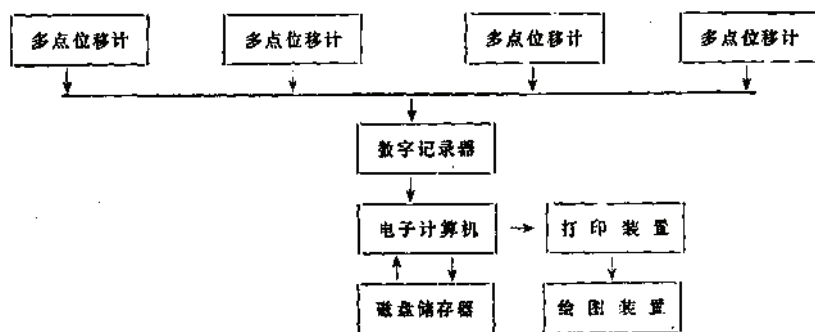


图2-4-10 应力量测布孔图

6) 上下盘会聚位移量测

上下盘的会聚位移、采场顶板的位移、充填后采场的会聚位移等均用多点位移计量测。依围岩变形范围和可能出现的最大位移量设计多点位移计的 lengths 和量测精度,力求将一个锚固头放在未移动的岩层中。采区条件恶劣,多点位移计应选用机械式与电测式并用,通过电位传感器引出电缆,连接数字记录仪,按指令的记录时间定时自动存储位移变化,数字记录仪可同时接受八个多点位移计的位移量。每周下井一次转录数字记录仪的位移值,通过室内的打印和绘图装置、自动绘制出位移-时间变化曲线。其工作程序见框图。



7) 充填体的应力

在采空区充填体的作用是支撑,即便是很小的支撑力,但都对失稳的岩石起作用,对采场的应力分布和传递起作用,阻止失稳岩石陷落,从而增加了整体稳定性。充填体具有弹塑性性质,充填材料呈非线性变形,充填体的弹性模量是可变的,它对采场的会聚位移有影响,对失稳的围岩可以极大地减少位移,对采场稳定性有很大作用。使用压力盒进行量测,需引出电缆进行遥测。

8) 金川矿区充填试验采场监测布置图见图 2-4-11。

2. 弓长岭铁矿监测

弓长岭铁矿为急倾斜厚大矿体,水平分层干式充填法。

弓长岭铁矿二矿区走向长 1.6 km,其中最厚的是第六层矿,厚约 5~100 m,是本区的富矿体,主要集中在中央区。富矿体区段是采空区所在之处,其中 Fe6-1 和 Fe6-2 赋存比较浅,已采完,原来是稳定的,由于各富矿之间夹有 0.5~10 m 的角闪岩和绿泥片岩,极易破碎,致使各采空区联成一体,最后形成巨大滑体。

1964 年以后,由于采空区未进行处理,空区达 83 万 m^3 ,分布在后台区—20 m 水平, —60 m 水平, —100 m 水平的第六层和第四层矿体中。

中央区先后发生过四次大的地压活动(1956 年 8 月~1969 年 3 月),此外还发生过十多次小的岩石移动。

随着地压活动的发生和不断发展,在通洞区与磨石区之间已形成三个岩石移动区。

(1) 通洞区有六、七、八、九、十号空区。在杨木山地面形成三条较大裂缝,三个台阶。

(2) 后台区主要是三、四号空区,在地表形成 5600 m^2 的椭圆形陷落坑。

(3) 磨石区主要有一、二号空区。

三个区的地压活动及其分布特征详见表 2-4-21。上述三个岩移区已与地表贯通并被塌落废石所充填,已经趋于稳定,目前不存在大规模的地压活动。

地表与岩移观测分别在 280 和 286 勘探线上布设第一和第二地表观测线。两条观测线间距 70 m。第一条观测线共 16 个点(101~116 点),第二条观测线共 16 个点(201~216 点)。此外还在预计要塌陷的区域内地布了一些观测点。观测线布置见图 2-4-13。

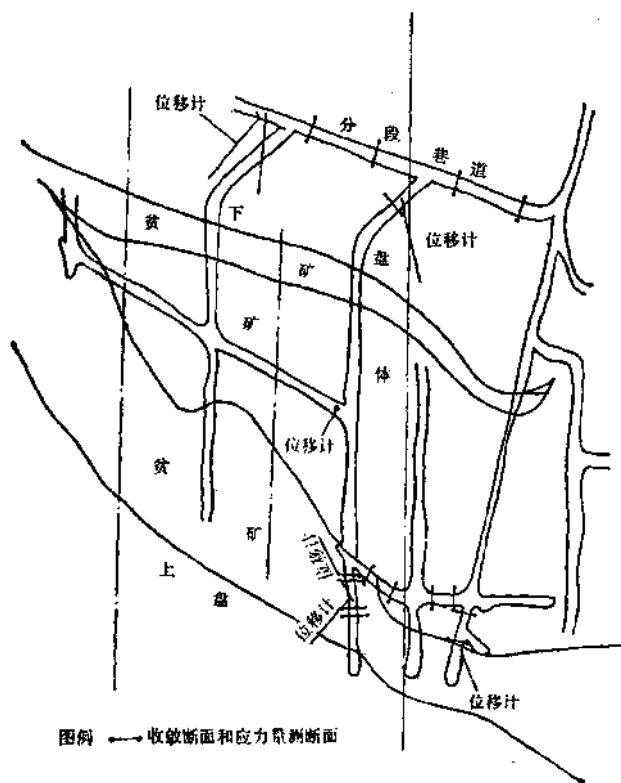


图 2-4-11 金川矿区充填试验采场监测布置图

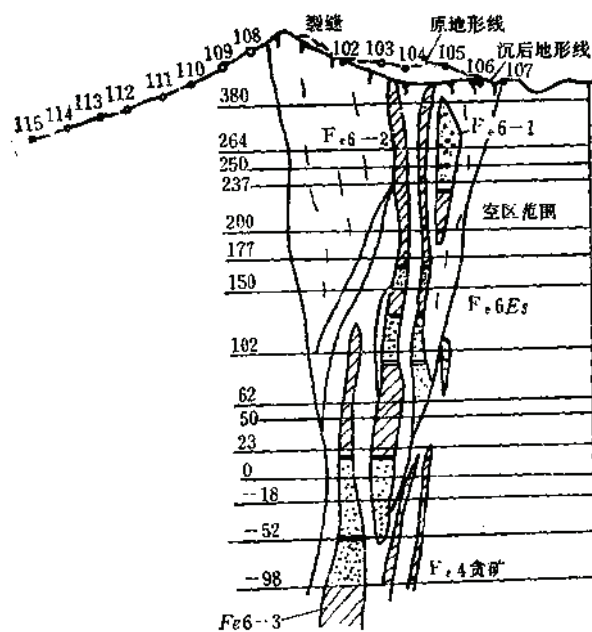


图 2-4-12 观测线286剖面开采状况和联合移动示意图

表 2-4-21

弓长岭铁矿地压活动汇总表

地 区	地压活动时间 起~至	地压活动范围			开采条件		突 破 口 条 件			地压活动的原因				
		沿走向 掌子号	长度(m)	沿倾向 中段号	沿高度(m)	求矿方法	开采时间 (年)	空区体积 (万m ³)	地点		上盘暴露面积(m ²)		其他重要条件	
											长	宽		
														长
通 洞 区	1956年8月20日至 9月10日	62~24	300	180~60	170	水平分层 干式充填法	3至5	7	113			位于开采范围中 央,下层矿体端已 采	多中段同时开采减少 了上盘支撑	
	1958年6月14日至 8月30日	77~31	480	230~20	290	下部用留 矿法	5至7	7				是56年地压活动 的继续		
	1964年3月1日至 3月6日	06~31	418	地表至 -20	360	上部充填 法,下部留 矿法	留矿开采 6年	17	顶盘	102	30	3060	位于空区下部	上盘暴露面积, 515 523采场大量放矿
后 台 沟 区	1963年8月19日至 8月28日	13~19	140	地表至 -20	200	上部充填 法,下部留 矿法	留矿开采 6年	23.4	13~19	140	42	5880	上盘辉绿片岩, 60和19采场深孔爆 破	大量出矿暴露面积大
	1969年8月	Fe ₂ O ₃ 矿体 03~11	182	180~60	120	留矿采 法	7	10.5		187	20	3740	上盘Fe ₂ O ₃ -2伪 闪已采夹壁岩层厚 6~10m	夹壁岩层暴露面积 大,下部-20mFe ₂ O ₃ - 4大爆破
	1973年7月3日至 7月7日	04~09				上部充填 法,下部留 矿法	5	3.4	607				大量出矿	暴露面积大
磨石区	1964年1月24日	81~85	64	180~60	120	上部未采 下部留矿法	7	8.14	81~83	64	48	3072	上盘有走向断层, 泥绿片岩	暴露面积大,长期逐 渐抽条

注: 通洞区壁区体积指充填后未接顶空间体积。

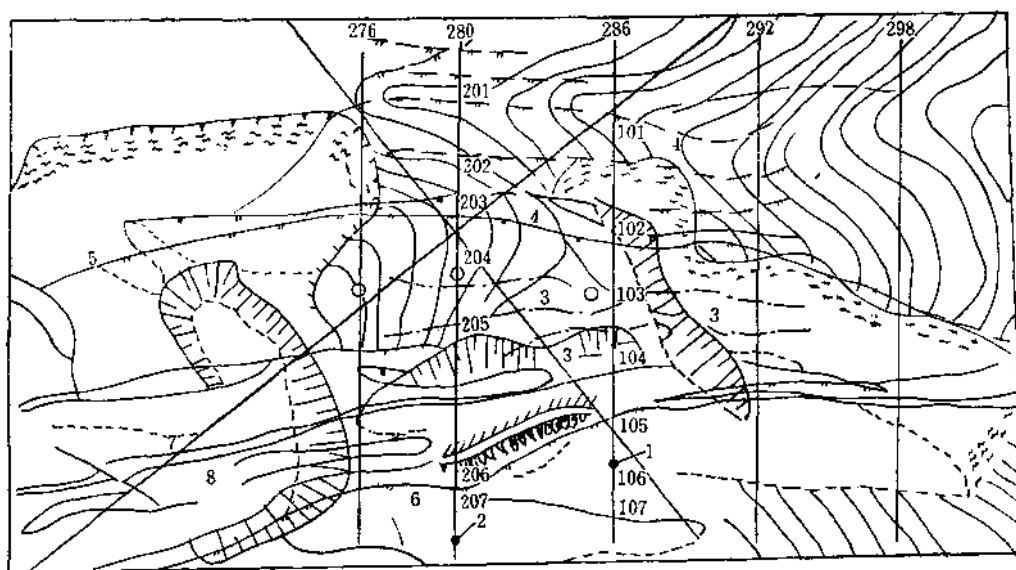


图 2-4-13 地面观测线布设示意图

- 1—第Ⅰ条观测线, 2—第Ⅱ条观测线, 3—电测空区,
4—电测裂缝, 5—上盘主裂隙, 6—下盘主裂隙
7—杨木山露天矿, 8—203米采场

4.4.4 崩落采矿场监测

4.4.4.1 监测内容

监测方法及内容见表 2-4-22。

4.4.4.2 崩落法的地压规律

(1) 崩落区的上下盘围岩产生拉伸变形, 岩层错动较严重, 岩层的最大水平和垂直变形都分布在崩落区附近。

(2) 崩落前一般水平移动大于下沉值。

(3) 地表移动盆地远比崩落范围大, 盆地呈椭圆形。

(4) 崩落范围随矿体赋存条件而异, 主要受地质构造面控制。

4.4.4.3 监测实例

1. 梅山铁矿

梅山铁矿为一巨透镜状矿体, 埋藏深度 100~500m, 顶板为安山岩。采用无底柱分段崩落采矿方法, 上盘围岩以强制崩落形成该方法所需的垫层。随着开采深度的增加, 垫层厚度与空区高度的比例也发生相应变化。为防止顶板岩石垮落, 对顶板岩石移动进行了监测。

在地表布置了 4 条岩移观测线, 测点共 47 个, 观测地表下沉。从地表安设了 3 个多点位移计, 进行岩层内部离层及位移观测。利用报废的措施井和放顶钻孔, 利用微震仪监测空区高度和垫层厚度, 进行控制性的崩落采矿。

2. HENDERSON 矿

监测方法及内容表

表 2-4-22

类 型	监 测 手 段	布 点 设 计
采 准 巷 道	收 敛 计	在整个采区内,沿巷道长度测点相距20~50m,每个断面上布置3~5个测点
放矿底部结构	收敛计、位移计	
矿柱位移	位 移 计	观测总位移量、位移速率和位移加速度、判断稳定程度
采场围岩的原岩应力	三轴应力计	量测原岩应力,依最大主应力方向来布置采场方位
采场顶板的位移和应力监测	钻孔多点位移计、铜弦应力计	在崩落推进方向,布置监测点,监测位移和应力应变
空区高度和垫层厚度的测定	微 震 仪	将探头缓缓送入空区的顶板钻孔中,因探头碰到孔壁则发出响声。进入空区时探头则无声,这时记录电缆的长度,测得出空区尺寸,探头下放至垫层上时,探头又发出响声,由电缆下放的长度,可确定冒落的位置和垫层的位置
岩层内部离层及位移监测	钻孔电视、机械式多点位移计	利用崩落钻孔,下放探头,照录出不同深度的岩层离层情况
地 表 岩 移	光电测距仪、经纬仪、水准仪	沿崩落区上方布置水平和垂直观测线,测点间距<70m

美国HENDERSON矿采用矿块崩落法,进行了长期的监测工作,并取得了成功。

1) 监测放矿口附近的收敛变形

在采区内布置许多观测收敛断面,每个断面上进行3~5个测点的量测。将收敛总值、收敛速率、收敛加速度用曲线表示在中段平面图上,以收敛加速度来预报放矿口的破坏,以总收敛值和收敛速率来圈定出失稳的范围和形状及变形破坏趋势。从实测中可以得出收敛变形同崩落推进速率和推进线形状成函数关系。

2) 矿体内的原始应力场的量测

通过实测的原始应力,其最大主应力为40.73kPa,最大主应力方向N39°W,与水平夹角38°。采准巷道布置呈N—S向,放矿点布置呈NW—SE,崩落线推进方向为NE—SW,与最大主应力方向垂直。

3) 顶板应力监测。

在崩落边界的顶板埋设钻孔伸长仪和铜弦应力计。在初始崩落发生后,记录初始值和崩落线的距离,一般可为90m。随着崩落线的不断推进,约离观测孔17m时,应力计显示出增长速率加大,应力值也趋于最大值,这标志崩落的剪切应力也达到了最高值,有助于矿体的崩落。当崩落线越过观测孔后,应力值便急剧下降。崩落线是后退式的。由于应力支撑带的作用导致应力值又逐渐增高,甚至崩落线远离观测孔82m以外,应力又逐渐下降,约一年后降到开采前的应力值。见图2-4-14。

4) 矿柱的应力监测

在崩落线边界矿柱中,埋设压力盒,应在垂直方向、切线方向、径向方向分别进行埋设,矿柱尺寸为20.7m×30.5m,压力盒埋设深度为5.5m,实测出的数值应乘以2.5。

5) 地音仪监测

在崩落线的前方,在切割水平以上埋设一系列地音仪,最好布置在一个面上。

6) 用埋设电缆探头监测崩落的发展

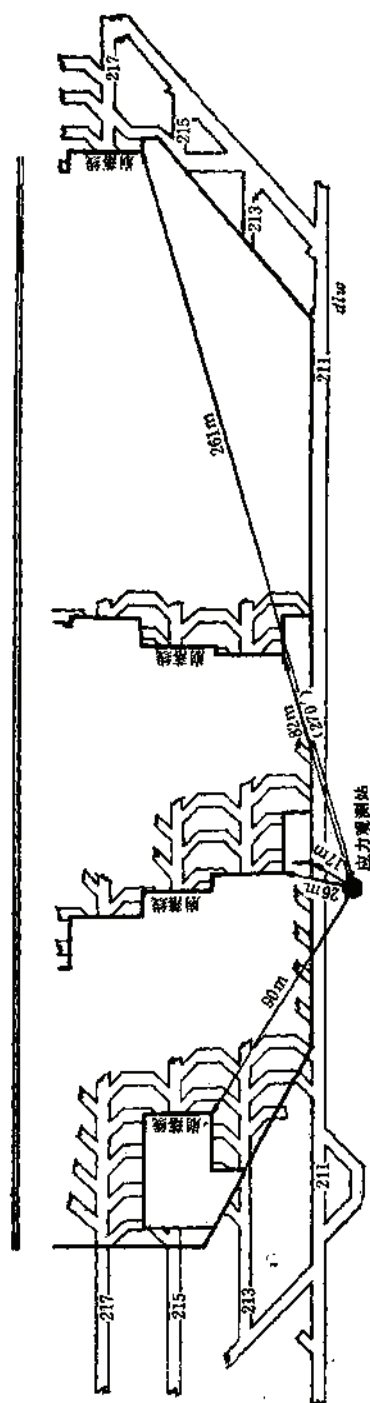
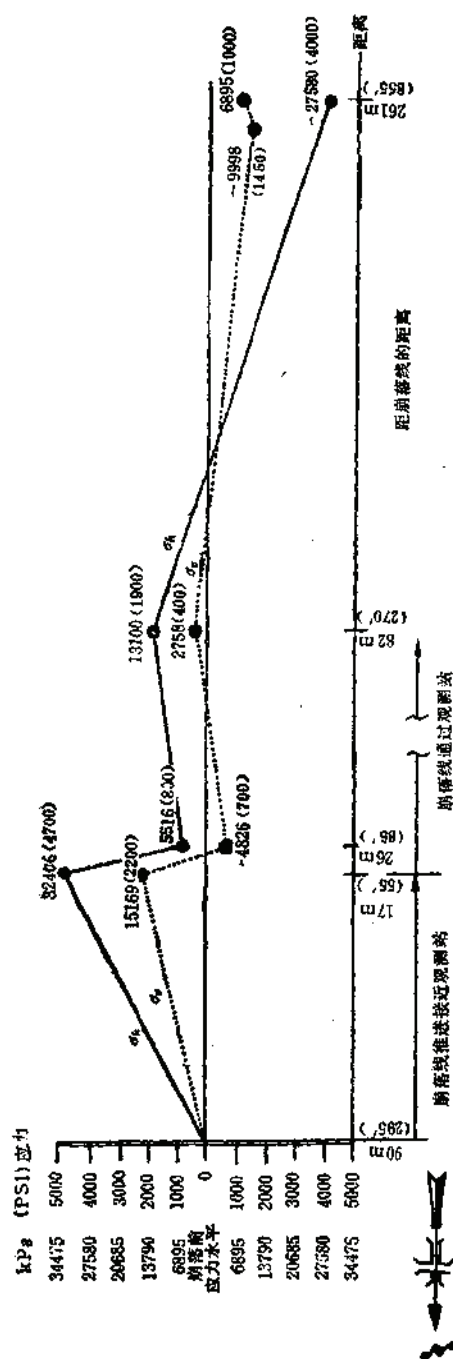


图 2-4-14 崩塌线推进时应力变化曲线

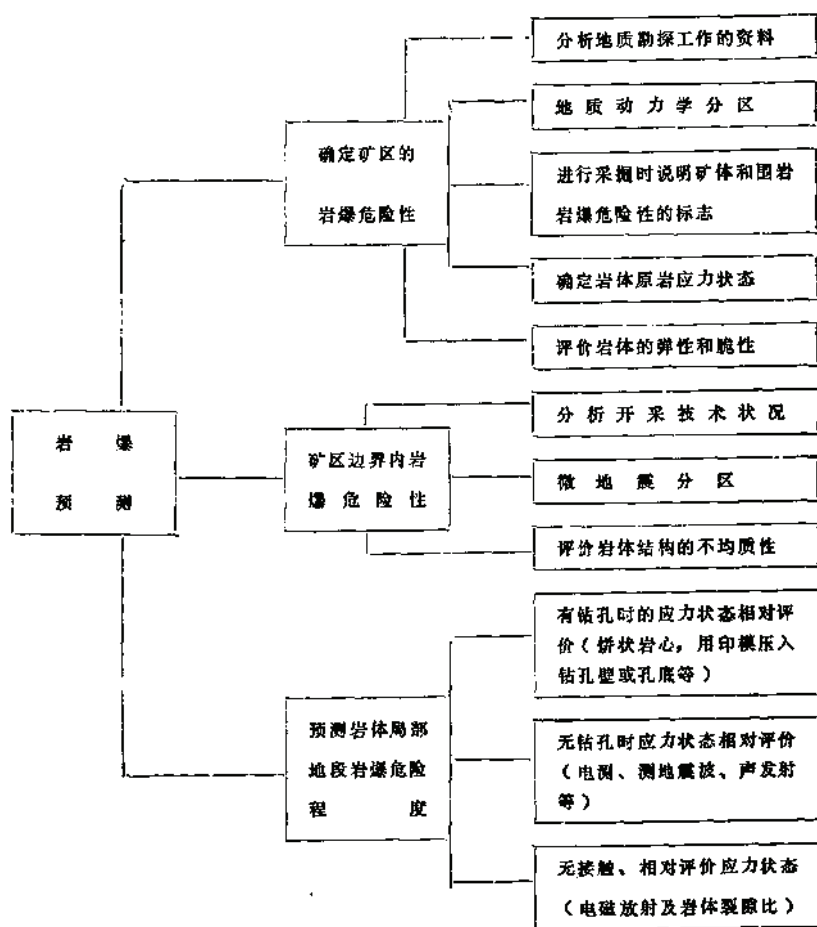
利用倾斜钻孔, 钻孔下部是初始崩落区, 钻孔在水平面上的投影正好是崩落推进的方向。崩落的发展靠一种量测时间和距离的时域反射仪来记录, 在指定的等间隔时间内记录出岩层崩落的高度。实测结果得出每天岩层垂直崩落高度为0.27m。

4.5 岩爆预测和预防

岩爆预测的基础是对岩爆发展规律的解释, 预测的目的是确定可能发生岩爆的地点, 以及监测措施的有效性, 以此来保证矿山作业的安全。

4.5.1 岩爆预测内容

岩爆预测内容见下面框图。



4.5.2 岩爆危险性的预测方法

4.5.2.1 目测方法

肉眼观看是预测的基本方法,主要观察巷道或采场壁的岩石剥裂情况,剥裂的一般厚度为 $1\sim 10\text{mm}$,并可见新鲜岩石断裂面。

观察巷道爆破之后,常伴有响声,并出现 $1\sim 10\text{cm}$ 的板状浮石,这种现象表明高应力区岩体的外观现象。

观察巷道在爆破之后,巷道岩帮发生岩石呈连续状薄片的弹射,弹射时伴有尖厉的声响,弹射的岩石薄片具有锋利的边缘。

观察巷道(采场)的交岔处和应力集中处,突然发生巨响和震动,大量的岩体断裂破坏,造成支架倒塌和支护开裂,这称之为冲击地压。在山西大同马脊梁矿,曾发生了我国最大的一次岩爆。该矿顶板岩层坚硬完整,当采空区面积达 15万m^2 时,大面积岩体顿时发生断裂破坏,从竖井口喷出 300m 高的尘埃,地表陷落面积达 $7\times 10^4\text{m}^2$,地面房屋产生摇晃出现裂缝,震级相当于3.2级。

4.5.2.2 监测方法

采用岩体声发射监测仪。一个量测点控制范围约 $5\sim 8\text{m}$,两个测点距离约小于 16m ,每次监测应连续监听五分钟,分别记下每一分钟的声响次数,将五个频变值中最大值 $N_{\max}$ 作为特征值,一般参考值为:

- $N_{\max}\geq$ 每分钟20次,初步判断岩体进入严重破坏阶段,每天至少监测一次;
- 每分钟10次 $\leq N_{\max}<$ 每分钟20次,岩体处于破坏阶段,每天监测一次;
- 每分钟5次 $\leq N_{\max}<$ 每分钟10次,岩体处于初期破坏阶段,每二天监测一次;
- $N_{\max}<$ 每分钟5次时,每三天监测一次。

考虑井下条件差,选用地音仪时最好配备放大器和高效益放大器,应注意输出阻抗与探头输出阻抗相匹配。作为定性监测可选用监听耳机和数字记录器。作为定量监测可采用高速记录和磁带记录器。

4.5.3 岩爆的预防

合理的开采顺序和开采工艺是防止岩爆危险发生的主要方法。具体降低岩体聚集能量的方法是:

(1) 爆破法,选用不同的爆破参数有不同的效果,一种是扰动爆破法,一种是震动爆破法。

扰动爆破法是借助装药爆破使工作面附近的岩体产生裂隙,从而降低了应力集中程度,形成了保护带。保护带宽度约为巷道跨度的2倍,一般不得小于 2m ,对于回采工作面,约等于分层的厚度,一般不得小于 3m 。炮孔间距不得超过 $1\sim 1.5\text{m}$,边孔距巷道周边距离不超过 0.7m ,装药系数为0.5。南非维特氏切尔西兰德金矿相当成功地利用扰动爆破法降低岩爆危险性。

震动爆破法是用震动爆破诱发小能量的岩爆的方法,降低调节势能聚集程度,防止大

能量的岩爆。德意志民主共和国的钾盐矿成功地使用了这种方法。

(2) 局部注水, 在岩体节理裂隙发育, 透水性好, 注水均匀的条件下使用注水降低岩石弹性模量, 以防止大的岩爆发生, 该法应用较为广泛。

(3) 采用扩大炮孔直径的方法来释放应力, 防止大的岩爆发生。

(4) 存有岩爆危险的矿山, 巷道分二次掘进, 先用小断面, 然后再刷大, 可有效地降低岩石弹射程度。

(5) 从发展看, 有可能从防止岩爆能研究到利用冲击能采矿, 自然崩落法就是一种形式。

4.6 常用的测试仪器

4.6.1 应力测量

是指静态应力测量, 不包括爆破、地震和冲击地压的量测。应力是指原岩应力与次生应力。通过电阻应变片、光弹片、钢弦振动、机械传动、液压传递等得出与应力相关的效应, 计算应力值。

4.6.1.1 静态电阻应变仪

静态电阻应变仪分为简易型和多点巡检型两大类, 见表 2-4-23, 表 2-4-24。静态电阻应变仪测量精度高, 数字显示, 测试简便, 体积小, 重量轻, 适用矿山量测。

4.6.1.2 钢弦频率仪

该种仪器是用来接收和显示钢弦振动的频率讯号。是一种应用很广泛的应力测试工具。其优点是长期稳定性好、重量轻、测读方便。下面介绍矿山工程中常用的几种钢弦式测试元件。

1. 钻孔应力计

用来测试钻孔径向应力变化的元件。可在钻孔中进行长期的应力变化观测。该元件体积小, 使用安设方便。一个应力计只能测得一个方向的应力值, 要测多个方向的应力值, 需要在相应的方向上设置应力计。

应力计由三件组成——一个圆筒形应力计壳体, 一块弧形活动块和一个楔形块组成。安装时用专门的安装杆将三件一起塞入钻孔中, 并用楔形块的楔紧力对应力计施加一个适当的预应力, 从而将应力计卡固在钻孔中。见图 2-4-15, 其技术性能见表 2-4-25。

应力计在安装使用前, 必须在室内事先率定。应力计直径为 D , 率定板的宽度为 $1.5D$, 长度为 $3D$, 厚度为 D 。

2. 埋入式应变计

可用于混凝土应变测试, 又能将几个应变计连成测杆进行岩石钻孔的应变测试。见图 2-4-16, 图中构件 8、9、12 用来量测岩体应变。构件 10、11 用来量测混凝土的应变。应变计长度为 135mm, 圆筒外径约 30mm, 灵敏度为 $2 \sim 4 \mu\epsilon/\text{Hz}$ 。

3. 表面式应变计

用来量测岩体表面的应变数值, 换算为表面应力。其长度为 120~150mm, 量程为

国内常用的应力应变仪器表

表 2-4-23

类 型	型 号	技 术 指 标	用 途	优 缺 点	制 作 厂 家
简 易 型 静 态 电 阻 应 变 仪	YJ-5	最大量程 $\pm 11000\mu\epsilon$; 载波频率 530Hz 电源电压: AC220 测量线数/预调点数 1/20	适用于试验室 内试验	以电子管作为振荡、放 大、电源等部件的一种应 变仪 优点: 灵敏度高, 稳定 性好, 测量精度较理想 缺点: 体积、重量大	华东电子仪器厂
	YJB-1A	最大量程 $\pm 10000\mu\epsilon$; 载波频率 800Hz; 电源电压 DC 6 ~ 9; 测量线数/预调点数 1/20	适用于现场试 验测量	晶体管式应变仪 优点: 轻便易于携带, 有足够的灵敏度, 交、直 流供电两用	成都科学仪器厂
	KJY-1	最大量程 $\pm 25000\mu\epsilon$; 载波频率 685Hz; 电源电压 DC12.5; 测量线数/预调点数 1/0	适用于瓦斯气 体的煤矿中	优点: 是一种矿用轻便 型应变仪	常州煤矿电器厂
多 点 巡 检 型 电 阻 应 变 仪	YJS-14	最大量程 $\pm 19999\mu\epsilon$; 精度 $\pm 0.1\mu\epsilon$; 显示打印位数 10; 最多测点数 400; 测量速度每秒 0.1 ~ 6.4 点; 转换方式: 手动或自动; 外围设备: 打印机、X-Y 绘图仪; 启动方式: 电子钟	现场实地测量 和室内试验	优点: 扩大了应变仪的 功能 1) 可输入各种物理量的 模拟信号; 2) 测量扫描控制功能 3) 报警功能; 4) 测量和计算功能	华东电子仪器厂
	SD-1100B	最大量程 $\pm 60000\mu\epsilon$; 精度 $\pm 0.005\%$; 显示打印位数 10; 最多测点数 1000; 测量速度每秒 10 点; 转换方式: 自动或手动 微型计算机装在机内; 外围设备: 代码转换器、 纸带穿孔机; 启动方式: 电子钟	同 上	优点: 由于微型计算机 装入机中, 不仅测量应变 数据, 还可存储测量数 据, 并可输出和进行运算	日本共和电业
	Adacus	最大量程 ± 300000 ; 精度 ± 0.1 ; 显示打印位数 10; 最多测点数 256; 测量速度每秒 0.5 ~ 1000 点; 转换方式: 自动, 微型计 算机装在机内; 外围设备: 打印机、磁带 机、MTC 图象设备、 数字式 X-Y 绘图仪	同 上	同 上	美 国 MTS 公司

电阻应变仪型号及主要技术性能表

表 2-4-24

技 术 性 能	YJ-5 型 静态电阻应变仪	YJ-16 型 静态电阻应变仪	YD-15 型 动态电阻应变仪
量 程 ($\mu\epsilon$)	$\pm 1 \sim 11100, 1 \sim 22200$	$0 \sim \pm 9999$ (可至 $\pm 15000 \mu\epsilon$)	± 10000
灵敏度 (分辨率) ($\mu\epsilon$)	1	$\pm 1, \pm 2, \pm 5$	± 1
基本误差	$\pm 1\%$ ($400 \mu\epsilon$, 以下为 $2 \mu\epsilon$)	$\pm 0.2\%$, ± 2 个字	$\pm 1\%$
灵敏系数	1.8~2.6	2	2.00
电桥电压 (V)	0.7~1.5	约 800V	3
电阻平衡范围 (Ω)	$\pm 2500 \mu\epsilon$	± 1	0.3
电容平衡范围 (Pf)	2000	2000	2000
零点飘移 ($\mu\epsilon/h$)	4 小时小于 $3 \mu\epsilon$	同 左	5/2
灵敏度变化		每小时不超过 $\pm 0.2\%$, ± 2 个字	$\pm 1\% / 0.5h$
电 源	220 50Hz	220	220, 50Hz
仪器至测点距离 (m)	<100		<50
应变片阻值 (Ω)	100~160	120	120 (100~600 也可)
使用条件	$-10^\circ \sim +40^\circ$, 湿度 80% 以下, 外界磁场强度奥下 <5	$-10^\circ \sim +40^\circ$ 湿度 80% 以下, 无强磁场干扰	$20^\circ \pm 5^\circ$ 湿度 85%
配套设备	P20R-5 型预调平衡箱 600 元	YJD-17 型预调平衡箱	SZ-4, SC-16, SC9, SC10 示波器
外形尺寸 (mm)	300×240×410	320×420×160	四道 310×300×210, 八 道 310×520×210
重 量 (kg)	18.5	8	四道 13kg, 八道 20kg
制 造 厂	华东电子仪器厂	同 左	同 左
备 注		可作多点测量	测 4, 8 点

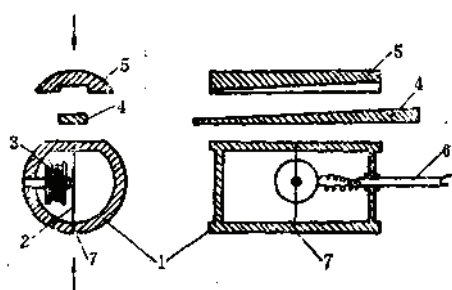


图 2-4-15 钻孔应力计

1—外壳；2—振弦；3—电磁线圈；4—楔形块；
5—活动块；6—引线电缆；7—销钉

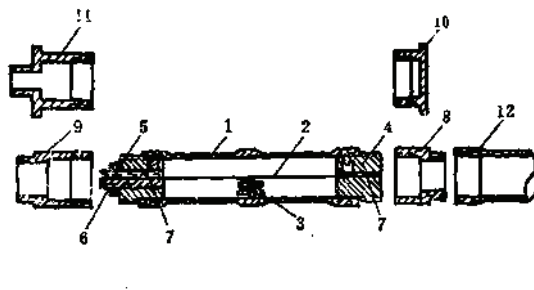


图 2-4-16 埋入式应变计

1—应变计外壳；2—振弦；3—电磁线圈；
4、5—端头；6—调弦螺栓；7—销钉；
8、9—岩石型应变计端套；10、11—混凝土
型应变计端套；12—连接管

钻孔应力计的技术性能

表 2-4-25

型 号	量 程	精 度	钻孔直径	重 量	二次仪表	研制单位
GSI	70MPa	30~100kPa	≈40mm	1kg	GP-2 频率计	山东矿业学院

3000 $\mu\epsilon$, 精度可达 $\pm 1\mu\epsilon$ 。使用时可用粘结剂或砂浆固结。见图2-4-17。

4. 压力盒

压力盒分为岩土压力盒, 见图2-4-18。双膜压力盒见图2-4-19, 筒支膜压力盒见图2-4-20。其技术性能见表2-4-26。

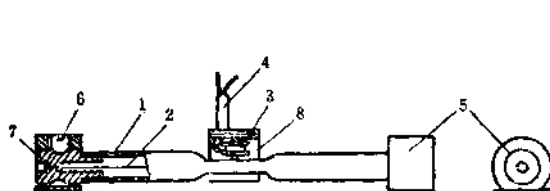


图2-4-17 表面式应变计

- 1—应变计外壳; 2—振弦; 3—电磁线圈; 4—引线;
5—表面固定柱; 6—固定螺丝; 7—卡弦夹子;
8—线圈架外壳

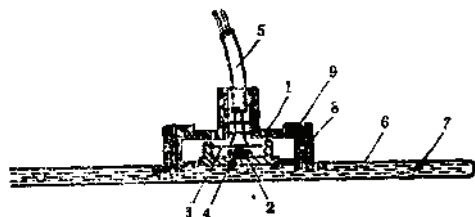


图2-4-18 岩土压力盒

- 1—盒体; 2—受力膜; 3—振弦;
4—线圈; 5—引线; 6—油囊; 7—油;
8—压力盒底座; 9—压力盒固定环

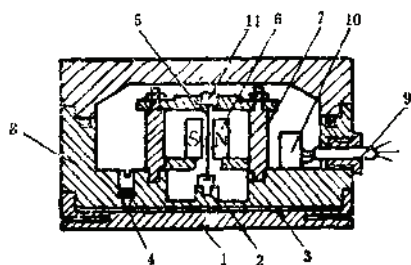


图2-4-19 双膜压力盒

- 1—活塞式外膜; 2—内膜; 3—SG溶液; 4—注液孔;
5—钩弦; 6—磁钢; 7—夹头支柱; 8—盒体;
9—引线; 10—振荡电路; 11—夹弦头

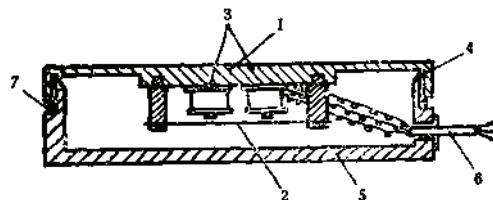


图2-4-20 筒支膜压力盒

- 1—筒支膜; 2—振弦; 3—双线圈;
4—支座刃角; 5—盒体; 6—引线电缆;
7—密封圈

压力盒技术性能表

表2-4-26

种 类	用 途	量 程	精 度	外表尺寸
岩土压力盒	量测岩土的外载荷	0.1~1MPa	0.005~0.01MPa	300mm×20mm
双膜压力盒	偏心载荷的量测	0.2~1.5MPa	0.05%	80mm×45mm
筒支膜压力盒	同 上	0.1~1MPa	0.0012MPa	

4.6.1.3 液压式测力计

液压式测力计可分为活塞式和液囊式。活塞式测力计可用于量测井下顶板压力和支架压力, 液囊式即压力枕主要用于量测巷道的外载荷大小。见图2-4-21, 压力盒见图2-4-

22, 其技术性能见表 2-4-27。

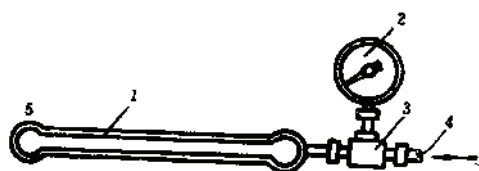


图 2-4-21 压力枕

1—压力枕壳体；2—压力表；3—三通；
4—注油管；5—排气孔

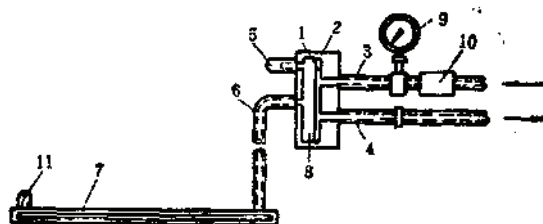


图 2-4-22 格鲁兹尔压力盒原理

1—金属薄膜；2—压力平衡室；3—进油管；4—回油管；
5—排气管；6—压力油管；7—压力盒体；8—压力油腔；
9—压力表；10—接头

液压测力计的主要技术特性表

表 2-4-27

种 类	承载能力(T)	几何尺寸(cm)	重量(kg)	厂 家
YZ-20型液压枕	0~20	2.1×2.1×2.2	1	
HC系列测力计	0~45	φ14.6	6×12.5	南京江南机械厂 阜新701厂 衢州煤机厂

压力枕（盒）是靠油传递压力的，油压减去压力枕所受的初始压力就等于被测的岩体外载荷。使用时需用小型油泵往内注油，排尽空气，保持油压是压力枕测试的根本条件。格鲁兹尔压力盒（G10TZ1）有一个压力平衡室，室中有一片隔绝内外油路的金属薄膜。其优点是使用方便，直接测读外载荷大小。埋设时，当凹槽形成后应立即安设，先填入水灰比稍大的灰浆，宜采用膨胀型早强水泥，而后塞入压力盒。最好与位移量测配合使用。

液压测力计的优点是结构简单，适用各种地质条件。缺点是结构要求坚固加工要求高，应保证长期压力下不漏油，才能有广泛应用的可能。

4.6.1.4 机械式测力计

是用来测定巷道支架所承受的压力值。是根据金属材料在弹性变形范围内应力与应变成正比的关系，事先标定压力与变形特性曲线，须在200T压力机上进行过载检验和分级

加载试验, 分级加载需反复三次, 按加载的平均值绘制曲线。测力计技术性能见表 2-4-28。

机械式测力计技术性能

表 2-4-28

技 术 指 标	ADJ-50	ADJ-45
测力计支承面积(cm^2)	254	143
精 度 (T)	0.5	1.0
承 载 能 力 (T)	50	45
过 载 安 全 系 数	1.2	1.2
允许相对误差 (%)	± 1	± 2
允许偏心角 (度)	7	7
外 壳 直 径 (mm)	188	145
长 (mm)	250	195
高 (mm)	118	113
重 量 (kg)	9.5	5.2

4.6.1.5 光弹式测力计

光弹式测力计的优点是造价低, 使用方便, 缺点是灵敏度低, 不易遥测, 长期量测性能差, 因而限制了使用范围。

1. 钻孔型光弹应力计

图 2-4-23 中的 (a) 为霍克斯应力计, 它是一种无中心孔的实心圆柱, 它的下面贴有反射衬片。圆柱直径与钻孔尺寸相适应。量测时用水泥粘贴在钻孔的底部, 使用检偏镜和起偏片在孔口观测应力条纹。从条纹形状和级数对照室内率定条纹, 经换算得出应力值。

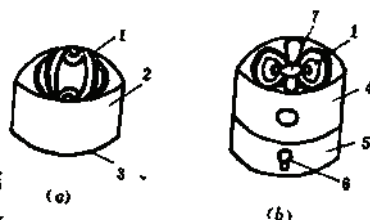


图 2-4-23 钻孔型光弹应力计
(a) 霍克斯应力计; (b) 罗伯茨应力计
1—应力条纹; 2—玻璃圆柱; 3—反射衬片; 4—玻璃带孔圆柱; 5—树脂玻璃底座; 6—小型光源; 7—中心孔

图 2-4-23 中的 (b) 为罗伯茨应力计, 与 (a) 不同的是它的圆柱中心有一圆孔, 其下并有一个树脂玻璃底座与之相连。底座的中心有一个小型光源, 属于透光型应力计。测读时透过钻孔口的手持式偏振片与 $1/4$ 波片观测应力条纹。

上述两种应力计每条纹可达 440 微应变。

2. 表面型光弹应力计

表面型光弹应力计是由环氧树脂制成的圆盘, 厚为 3.2mm, 直径为 43.5mm。它背面的反射膜在边上留出一圈空白环, 围绕这个空白环用水泥固结在岩石面上。用手持偏光镜 (偏振器) 进行观察。它的灵敏度为每条纹 440 微应变。

它适用于表面应力和钻孔底面应力测试。其缺点是必须用偏光镜进行观测。见图 2-4-24。

4.6.1.6 差动式应力计

差动式应力计的受力部分为一个扁平圆盘, 见图 2-4-25。圆盘直径 D 与高 H 之比 $D/H = 15 \sim 20$ 为宜。外力作用在一次膜上, 通过液体传力作用在二次膜上。二次膜与垂直放置的差动式传感器的一个电阻丝支架联结, 另一个电阻丝支架与外壳联结。从理论上讲, 经过两次应力传递, 能使外力的平均值传递给传感器。但是传力的液体温度系数和率定问题还需进一步研究。

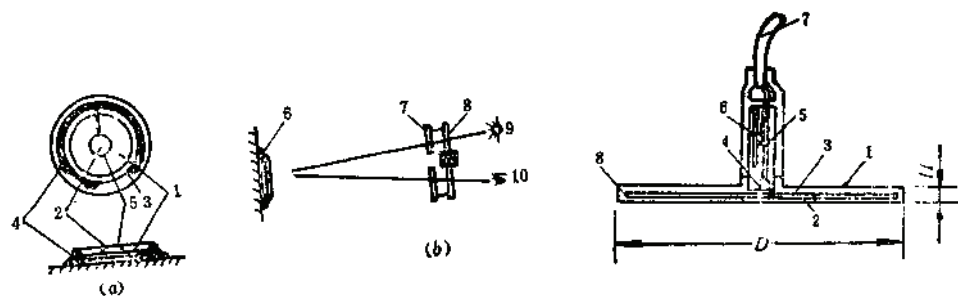


图 2-4-24 两轴光弹片

(a) 两轴光弹片; (b) 观察系统
1—反射膜; 2—中心; 3—空白环; 4—支座
5—膜; 6—两轴片; 7—1/4波片; 8—偏振器;
9—光源; 10—观测人

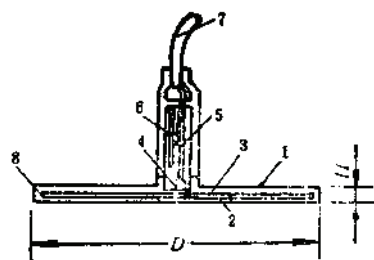


图 2-4-25 差动式应力计

1—应力计壳体; 2—一次受力膜;
3—传力液体; 4—二次受力膜;
5—支架; 6—电阻丝; 7—引电缆;
8—橡胶圈

其优点是稳定性好, 绝缘条件好。缺点是制作复杂, 价格较高。

4.6.2 位移测量

位移量测在露天边坡、地下巷道及采场的监测设计中均占重要地位, 它可以直接量测围岩内部和地表位移、地下工程周边的相对位移和绝对位移。

4.6.2.1 水准仪和经纬仪

常用的仪器为经纬仪 (见表 2-4-29) 和水准仪 (见表 2-4-30), 适用于地表和井下的水平方向和垂直方向上的位移量测, 其优点是矿山现场都配备有这种仪器, 测量人员均会使用。缺点是量测工作费时间, 精度随量测距离增大而不足。为适应长距离量测, 研制了光电测距仪 DCH—A 型和激光测距仪 JCM—2 型, 由江苏常州第二电子仪器厂制作。

国内引进的日本 RED₂L 红外测距仪, 其最大测距能力 9.8km, 设备重量轻, 精度高, 携带操作方便, 内配微型计算机, 能高精度的对数据进行鉴别, 可跟踪测距。

4.6.2.2 收敛计

1. 位移测杆

经纬仪型号及主要技术性能表

表 2-4-29

规格型号	望远镜 放大倍数	物镜有效孔径 (mm)	一周回方向误差 (s)		最短 视距 (m)	最小 读数 (s)	仪器 重量 (kg)	参考 价格 (元)	生产厂家
			水平	垂直					
0.7秒级光学经纬仪DJ07-1	30,45	65	0.7	3			17	35000	北京光学仪器厂
2秒级光学经纬仪TDJ ₂ 型	28	40	2	6	2	1	6	3000	北光、上海第三光学仪器厂、西安光学测绘仪器厂
2秒级光学经纬仪J ₂ -A型	30	42	2	4	2	1		2200	苏州第一光学仪器厂
2秒级激光经纬仪J ₂ -JD型	由J ₂ 型经纬仪之望远镜上装置He-Ne气体激光电源20V						16.2	5500	苏州第一光学仪器厂

水准仪型号及主要技术性能表

表 2-4-30

规格型号	每公里往返测量偶然误差 (mm)	望远镜放大倍数 (倍)	物镜有效孔径 (mm)	最短 视距 (m)	最小 读数 (s)	仪器 重量 (kg)	参考 价格 (元)	生产厂家
OS ₁ 精密水准仪	1	40	50	3	0.05	5.8	3200	靖江测绘仪器厂
S ₁ 精密水准仪	1	40	50			5.8	3500	北京测绘仪器厂
OZS ₁ —1自动安平水准仪	3	3	40	2		3.5	950	北京测绘仪器厂、福州环城光学仪器厂

巷道或采场开挖后，多以向采空区内部产生的位移为主。测量这一位移最简易的方法是用钢尺直接测量，但精度差，适用于变形量 $>100\text{mm}$ 的巷道量测。为了使精度提高到 $0.1\sim 0.5\text{mm}$ ，小巷道量测可使用位移测杆（图2-4-26）。

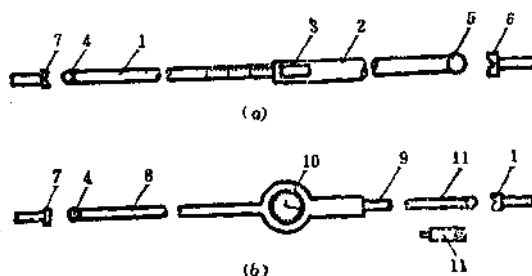


图 2-4-26 测杆式位移元件的原理

(a) 游标读数型; (b) 百分表读数型

1—内杆; 2—外杆; 3—游标; 4—球面接触;

5—球面接触; 6—圆锥形测头; 7—圆锥形测头; 8—定侧杆;

9—动侧杆; 10—百分表; 11—接长杆

位移测杆由数节可伸缩的异径铝合金管组成，管上有游标尺（或百分表），可测出巷道二点间的相对位移。测杆两端分别设置测触点，在巷道内壁设置测试固定点。位移测杆简单，现场可自行设计制作。

2. 收敛计

1) 收敛计的技术性能

收敛计分两种: 钢丝绳收敛计和卷尺式收敛计, 见表 2-4-31。

收 敛 计 技 术 性 能 表

表 2-4-31

名 称	型 号	测 距 (m)	量测方向	精 度 (mm)	系统误差 (mm)	使用条件	研 制 单 位
钢 丝 绳 收 敛 计	YSJ-2	>50	任意方向	± 0.01	< 0.05	适于大测距, 选用钢丝绳以消除 温度影响	水电部成都勘测设计 院科研所
	数字显示	<50	任意方向	± 0.05	> 0.1		法国 TELEMA 公司 (黄河水利委员会引进)
卷 尺 式 收 敛 计	SY-C ₁ 型	<20	任意方向	± 0.05	> 0.1	适用中等测距, 当温度差变化大 时, 应进行温度 校正	水电部第三工程局修 造厂
	QJ-81型	<50	水平方向	± 0.02	> 0.1		解放军89002部队
	手 枪 式	<50	水平方向	± 1.0	> 0.1		煤炭科学研究院
	SWJ78型	<30	水平方向	± 0.02	> 0.1		铁道科学院西南研究 所
	SLJ-1	<30	任意方向	± 0.05	> 0.1		长春材料试验机厂
	SLJ-80	<15	任意方向				冶金部马鞍山矿山研 究院
	MCH	<10	任意方向	± 0.01			瑞典(金川矿引进)
	MK I	<50	任意角度	± 0.05	> 0.1		英 国

2) 钢丝绳收敛计

钢丝绳收敛计的拉紧装置可分三种, 即重锤型、弹簧张力型、钢丝扭矩平衡型见图 2-4-27。

其中钢丝扭矩平衡型是靠微型马达来达到恒定拉力, 马达的转子达到恒定扭矩数值时就自动停止。端点是靠万向接头可在任意方向转动, 另一端点是靠一个垂直环和一个水平环, 微型马达可在其中自由转动, 收敛数据可从计数器上直接读出。这类收敛计的优点是精度高, 自动化程度高, 使用方便。

3) 卷尺式收敛计

卷尺式收敛计是靠弹簧的张力对钢卷尺产生恒定拉力, 拉力由刻度尺或百分表表示。见图 2-4-28。

在巷道壁的预测部位, 用钻机钻一小孔(孔径 $\phi 50\text{mm}$, 孔深 200mm)将球纹管埋入孔中, 用砂浆固结, 每一组量测基线为二个测点, 均采用球纹连接, 既可实现方向测试, 又可减小重复量测的误差。

4.6.2.3 多点位移计

测量围岩深部的位移, 国内外广泛使用钻孔伸长仪, 也称多点位移计。它适于量测地

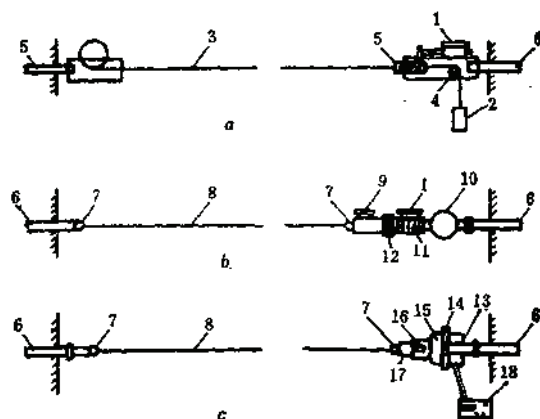


图 2-4-27 三类收敛计的示意图

(a) 钢尺重锤型 (b) 弹簧张力型 (c) 钢丝电阻平衡型

- 1—读数百分表；2—重锤；3—钢尺；4—滑轮；
5—活塞；6—固定测点；7—万向接头；8—细钢丝绳；
9—测力百分表；10—转角盘；11—拉力弹簧；12—调节螺栓；
13—水平环；14—垂直环；15—微型马达；16—读数窗口；
17—伸缩杆；18—控制器

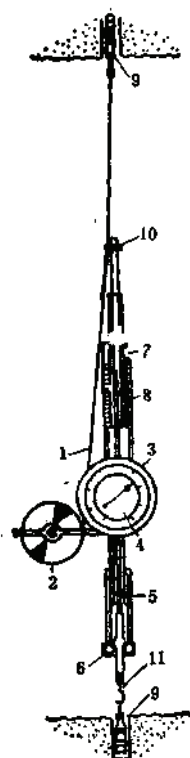


图 2-4-28 弹簧张力型收敛计之一

- 1—钢尺；2—钢尺架；
3—百分表支座；4—百分表；
5—调节螺母；6—轴承；
7—刻度；8—压簧；
9—测点；10—固定钢尺的销钉；
11—拉钩

表、地下及露天边坡的位移,它能直接反映围岩受力状态和稳定状态,也能量测出岩体的扰动范围和松动范围。

多点位移计是由钻孔内不同深度上的多个基准锚头和钻孔口上的基准帽组成。锚头与基准帽之间用测杆或金属丝引伸,借助电或机械方法测出钻孔内锚头和孔口基准帽之间的距离变化。

1. 多点位移计种类

多点位移计种类见表 2-4-32。

多 点 位 移 计 种 类

表 2-4-32

种 类		使 用 条 件
杆 式	机 械 式	杆式多点位移计结构简单、制造方便、价格便宜,适用巷道中
	电 测 式	建议机械式与电测式并重,当电测失灵后机械式进行补救
弦 式	电 感 式 弦 式 簧片电阻式 滑阻式	适用于大型洞室,采场和露天边坡的变形监测。量测深度 50m~100m,易采用通测,配置自动数字记录器,按所需的等距时间进行自动记录,用微机进行存贮转录和数值分析

2. 多点位移计的结构

多点位移计由锚头、测杆(或金属丝)、位移传感器以及自动记录装置等组成。

1) 锚头

锚头(见图 2-4-29)的锚固形式:支撑式锚头、压缩木式锚头、楔缝式锚头、胀壳式锚头、砂浆浇注锚头及树脂锚头等。锚头最多个数为 8 个。

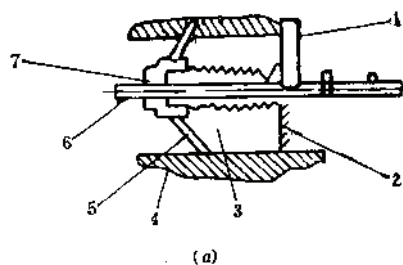


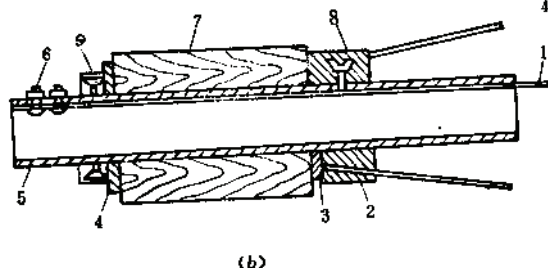
图 2-4-29 锚头结构图

(a) 支撑式锚固架

1—基铁; 2—钢丝夹螺母; 3—拉簧; 4—测铁;
5—支撑; 6—上紧螺栓; 7—上紧螺母

(b) 压缩木式锚固器

1—测量钢尺; 2—弹簧钢丝联结体; 3—垫片;
4—垫片; 5—内管; 6—螺丝; 7—压缩木;
8—固定螺丝



支撑式锚头适用于坚硬完整岩体, 压缩木锚头用于软弱破碎岩体, 砂浆浇注式锚头适用范围广。在爆破区内, 必须用砂浆锚头代替机械锚头。

2) 测杆或金属丝

多点位移计的误差, 在很大程度上是与测杆和金属丝有关, 也就是与杆或丝放入套管中的接触摩擦有关。测杆与金属丝的比较见表 2-4-33。

3) 位移传感器

位移传感器分机械式和电测式两类, 其比较见表 2-4-34。

比较理想的方法是电测和机械式传感器并用, 取长补短, 扩大使用范围, 提高可靠性。

测杆与金属丝的比较

表 2-4-33

种 类	规 格	优 缺 点
测杆式多点位移计	位移量测 $<30\text{m}$, 测杆最小直径 5mm ; 当 $>30\text{m}$ 时, 测杆直径为 11mm	制作简单, 不须加引张力, 比较可靠, 但相同锚头数时, 要求钻孔直径大
钢丝式多点位移计	采用高强度不锈钢丝, 直径一般 $0.5\sim 1.5\text{mm}$	对钢丝必须进行矫直和初始拉力, 制作较为复杂, 对于长度大的位移计其钻孔直径可相应减小

注: 凡在灌浆的钻孔中, 测杆或金属丝均必须放入套管中, 严防腐蚀, 杆(丝)之间严防相互接触。

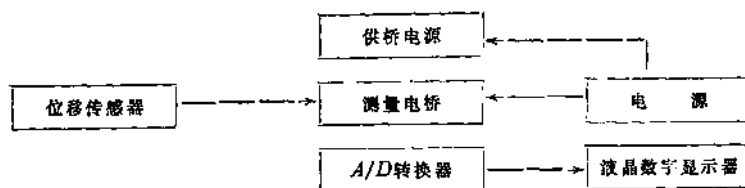
传感器比较

表 2-4-34

种 类	规 格	优 缺 点
机械式位移传感器	深度测微器或千分表、基准板为抛光的不锈钢板	简单、制作容易、最大缺点是不能遥控读数
电位位移传感器	线性差动变换器、电性电位器	具有快速和可遥控读数的优点, 可用在数字自动显示和自动报警系统中。缺点: 价格比较昂贵, 构造较复杂, 易受恶劣环境影响, 稳定性难于长期保证

4) 数字位移计

通过传感器和记录装置进行自动量测和记录, 既节省量测工作量又可提高精度。



要求数字位移计结构简单体积小, 重量轻, 功耗低, 防潮和抗干扰性能好, 造价便宜。位移传感器的主要性能见表 2-4-35。

3. 多点位移计的技术特性

边坡多点位移计的技术特性见表 2-4-36, 地下常用的多点位移计的技术特性见表 2-4-37, 伺服加速度仪的技术性能见表 2-4-38。

位移传感器的主要性能指标

表 2-4-35

示值范围 (mm)	示值精度 (mm)	读数稳定性	显示方式	测量速率	测量距离	湿 度
± 19.99	0.01	± 1 个字	液晶显示	每秒 1 次	$> 1 \text{ km}$	$\leq 90\%$

边坡位移监测记录仪表型号及主要技术性能表

表 2-4-36

技 术 性 能	JBW—1型多点边 坡位移自动记录仪	JBW—2型多点边 坡位移自动记录仪	JC—2型边坡 监 测 仪	HEL—I型 电感位移计	DY—I型电 阻式位移计
测量点数(个)	10	10	6	1	多 点
最大量程(mm)	30000	50000	50000	0~100(由传 感器定)	0~75
灵敏度(mm/脉冲)	0.1	0.01	1	精度 $\leq 1.5\%$	6~10(Q/ mm)
计数频率(次/s)	0~1000	0~1000	10	0~500	
计数器读值(mm/脉冲)	打印输出	同 左	同 左		
打印输出项目	时间·位移	同 左	时间·位移		
报警值(mm/s)	任意选择	同 左	100		
工作电压(V)	220(直流12V)	220(直流12V)	220	220	
功 耗(W)	40	10	40	5	
能记录最大位移速度 (m/h)	28	28			
配套仪器	位移—脉冲转换器	同 左	I型传感器	传感器	
仪器至测点距离(m)	远距离	同 左	同 左	同 左	
重 量(kg)	20	15			0.6
外形尺寸(mm)	520×420×130	420×350×180	350×290×150	200×200×115	$\phi 32 \times 297$
适应条件				$-10^{\circ} \sim +40^{\circ}\text{C}$	$-40^{\circ} \sim +60^{\circ}\text{C}$
参考价格(元)		9500	5500		200
制 造 厂	长沙矿冶研究院	同 左	湘潭县无线电厂	温州市传感器厂	湘潭无线电厂
备 注	各通道计数容量为 159脉冲	JBW—1改进型		HEL—I型精度 $\leq 1\%$	

表 2-4-37

常用的多点位移计—览表

仪器型号	锚头、锚固型式	测试方法	规格 (mm)	测量深度 (m)	量程 (mm)	精度 (mm)	研制单位
杆式多点位移计	砂浆锚固	刻度表	$\phi 40 \sim 45$	5	30	0.01	铁道科学研究院、铁道建筑研究所
孔内多点位移计	砂浆锚固	刻度表	$\phi 76$	10	100	0.01	中国科学院武汉岩土研究所
BM-1机械多点位移计	压固木与弹簧钢爪式	钢卷尺	$\phi 50 \sim 120$	75	10~200	0.05~0.1	北京钢铁学院
杆式四点位移计	楔形膨胀式	百分表	$\phi 42 \sim 48$	5	30	0.02	冶金部马鞍山矿山研究院
CHY杆移式多点位移计	压缩木锚头	注射器作为传感器	$\phi 40$		30	0.005~0.02	中国科学院地质研究所
DWJ-1型深孔六点伸长位移计	金属结构体锚固器, 砂浆锚固	百分表		10	60	0.01	冶金部马鞍山矿山研究院
机械式八点钻孔伸长计	75型文接式锚固器	游标卡尺量测	$\phi 96 \sim 130$	20	60	0.01	中国人民解放军89002部队
KDY-130钻孔多点位移计	楔块式锚头	用弦式频率计读数	$\phi 56, \phi 130$	50	5	< 0.005	长江水利水电科学研究所
槽磁式八点位移计	膨胀式锚头、砂浆锚固	用电桥量测	$\phi 96$	50~100	10	0.001	水电部东北勘测设计院
薄片电阻式八点位移计	砂浆锚固		$\phi 76$	50~100	15	0.01	昆明勘测设计院 水电部水利水电科学研究院
电感式四点位移计	砂浆锚固	差动变压器式	$\phi 40 \sim 45$	3.5	5	0.001	水电部东北勘测设计院
电感式多点位移计			$\phi 56 \sim 60$	50	20	0.005~0.001	水电部成都勘测设计院
JDW-1型位移计		通测1500mm		50			湖北襄樊市襄樊无线电厂

杆式多点位移计

磁式多点位移计

伺服式加速度仪型号及主要技术性能表

表 2-4-38

技 术 性 能		型 号			
		DCJ—I	DCJ—II	MJ型振动加速度仪	RLJ—1型美泰式 力平衡加速度计
加速度计灵敏度	V/g	2.5	18	1650(或330)	5
加速度量程	g	$1 \times 10^{-4} \sim 1.5$	$2 \times 10^{-5} \sim 0.4$	$\pm 5\text{gcd}$ (或 $\pm 20\text{gcd}$)	± 1.5
位移量程 X_1	μcm	25~2	5~0.28		
X_2	mm~cm	0.25~100	0.05~14		
频率范围加速度	Hz	0.06~80	0.5~120	I型0.1~22; II型 0.5~50	0~80(3db)
频率范围位移 X_1	Hz	1~35	2~35		动态范围100db
X_2	Hz	0.15~5	0.5~10		输出阻抗 $<0.1\Omega$
变换器放大倍数	(倍)	0.1~200	0.1~200	0.1~200	时响(零点)13℃
电 源 DC	V	12.5 $\pm$ 3	12.5 $\pm$ 3		12 $\pm$ 15%
环境温度	℃	-10°~+50°	-10°~+50°	-10°~+50°	-10°~+40°
重量加速度计	kg	0.35 $\times$ 6	0.35 $\times$ 6	3.5 $\times$ 6	0.9
变 换 器	kg	5	5	5	电耗 $\leq 10\text{mA}$
外形尺寸加速度计(直径 $\times$ 长)mm		40 $\times$ 67	40 $\times$ 67	170 $\times$ 200 $\times$ 150	60 $\times$ 70 $\times$ 80
变换器(长 $\times$ 宽 $\times$ 高)mm		140 $\times$ 220 $\times$ 380	140 $\times$ 220 $\times$ 380	140 $\times$ 220 $\times$ 380	电压对灵敏度影响0.1%
参考价格	元	5000	5000	10000	
制造厂家		① ②	① ②	①	①

注: ①中国科学院工程力学研究所 ②韶山仪表厂。

4. 多点位移计的安装

(1) 根据工程特点, 预估岩石移动方向和大小, 选择位移计的位置、布置方向。最深的锚头应固定在开挖影响岩体的范围之外。最好是按巷道高度、边坡高度的倍数确定位移计长度和锚头数量。

(2) 安装位移计, 应力求量测岩体移动的全过程。要重视附近的地质条件和钻孔岩心状况, 这是正确解释位移测量数据的基础。

(3) 在安装之前钻孔必须冲洗干净, 以确保长度。安装一定由能胜任操作的专业人员进行。

(4) 在读数之前, 将电测机重新检查, 测取读数时必须同前次读数对照检查, 出现问题及时解决。

(5) 位移计必须设置保护盖, 遥控电测时应适当保护电缆。地表安装时, 应安装在冻土层深度以下。

5. 数据处理

(1) 所有数据通常在24小时内进行处理。

(2) 作时间函数的位移曲线图, 得出位移速度和位移加速度, 可提供不稳定条件的早期征兆。

(3) 成果应以二份报告形式提交: 设备安装报告和监测报告。

4.6.3 其它量测

4.6.3.1 钻孔膨胀计

钻孔膨胀计也称钻孔弹模计，用来测试岩石变形模量的工具。岩石的变形模量在稳定性计算中是一个重要的力学参数。

1. 钻孔膨胀仪的结构

钻孔膨胀仪的结构见图 2-4-30。

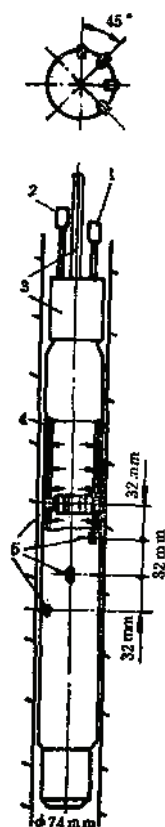


图 2-4-30 钻孔膨胀计

- 1—传感器电线；
- 2—注水联结器；
- 3—带有联结器的探头体；
- 4—外径70mm的橡胶套管，可承受约10MPa的径向压力；
- 5—四个用以确定钻孔直径变化的电感式传感器，量程为4mm

2. 测试步骤

首先在钻孔中（钻孔直径比膨胀计直径大2mm），将膨胀计沿孔下放，对不同深度逐点进行测试。测试时，先用带有联结器的探头体对膨胀计的方位进行测定，然后用高压泵通过注水管向橡胶套管中注入高压水。高压水的压力通过橡胶管壁沿径向作用在孔壁上。随着压力的增大，不断测读四个电感式传感器的读数，该数反映了孔壁的径向位移。径向位移和径向压力的数值经过计算便可得到岩体的径向变形模量。

3. 钻孔膨胀计种类

钻孔膨胀计种类见表 2-4-39。

钻孔膨胀计种类表

表 2-4-39

规格	技 术 性 能	研 制 单 位
ZT-1型 (直径×长度) φ50×450 φ76×600 φ130×1000	径向压力: 200MPa; 钻孔直径: 76~80mm 膨胀计直径: 外壳74mm 橡胶套管70mm 位移读数精度: ±0.03mm 最大钻孔深度: 50m~200m	水电部水利水电科学研究院 仪器工厂 长江水利水电科学研究院岩 基室

4.6.3.2 钻孔横向位移计

钻孔横向位移计也称横向挠度计。横向位移值对建筑物的稳定性往往有决定性影响。钻孔横向位移计的工作原理见图 2-4-31。

1. 钻孔横向位移计的构造

钻孔横向位移计的构造见图 2-4-32。

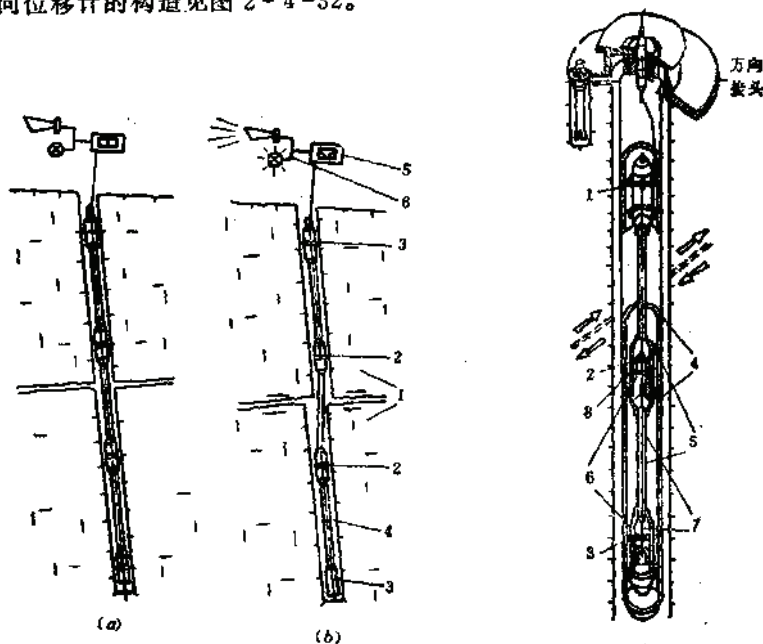


图 2-4-31 钻孔横向位移计工作原理

- 1—岩层或土层的滑动; 2—带有电感式传感器的横向挠度计;
3—带有钢丝拉紧装置的顶部固定器; 4—两个传感器间的
钢丝; 5—带有选择开关的电感式接收仪(二次仪表);
6—光信号或声信号的报警装置

图 2-4-32 钻孔横向位移计细部构造

- 1—顶部固定器; 2—测试元件固定
器; 3—底部固定器; 4—导向薄壁金
属管; 5—连接管, 中间通过钢丝;
6—环形限位刃口; 7—钢丝; 8—与
伺服马达相连的电感式位移计

2. 测量原理

当位于两个位移计之间的岩体发生横向错动时, 其错动值由两个位移计之间的传感元件传输到地面的接收仪器。当错动值超过人为预定的数量时, 由观测站的光信号或声音信号

的警报器发出警报,以便采取必要的加固措施。

传感元件为电感式传感器,它可以是多向触点式,也可以是环向布置的四个电感线圈式。

3. 位移计的技术参数

钻孔深度: 60m;

测试精度: $\pm 0.01 \sim \pm 0.1\text{m}$;

量程: 对于平均每 1m 深度允许有 0.01m 的位移;

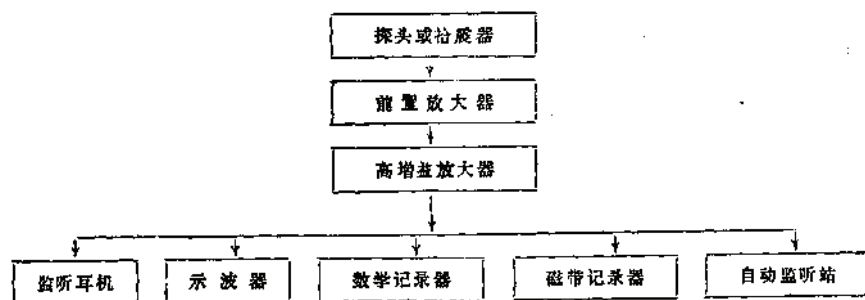
点数: 从 1 点到 8 点。

4.6.3.3 地音仪

是一种检测岩石变形破坏时单位时间的发声次数,每分钟次数又称岩音频度。其量测目的是监听岩石变形或破坏时的声发射现象,以便预报岩石的稳定程度。整个仪器由发射机、接收机、耳机及托杆等四部分组成。携带和使用方便。

1. 地音仪工作原理

地音仪监测系统方框图如下:



探头的种类及适用条件见表 2-4-40。

拾震器的种类及技术性能见表 2-4-41。

光线示波器型号及特性见表 2-4-42。

2. 地音仪的型号及主要技术性能

地音仪的型号及主要技术性能见表 2-4-43。

4.6.3.4 钻孔倾斜仪

钻孔倾斜仪的型号及技术规格见表 2-4-44。

探头的种类及适用条件

表 2-4-40

探头种类	速度计	加速度计
适用条件	软弱岩石与低应力岩体中, 岩音频率低于 500Hz	适用硬岩和高应力岩体, 岩音频率 $> 500\text{Hz}$

拾震器型号及主要技术性能

表 2-4-41

技 术 性 能	型 号			
	65型拾震器	701型拾震器	702型拾震器	ZYQ型工程强震仪
测震方位	水平、垂直	水平、垂直	水平、垂直	
自振周期 (s)	1	1.0±0.02秒	1~3	7.6
换能器形式	电 动	电 动	电 动	电 动
转动惯量	$3.8 \times 10^{-3} \text{ kg} \cdot \text{m}^2$		1.17~1.35	2300 gcm^2
指示摆长 (cm)	12.2	6	5	
折合摆长 (cm)	6.3	3.83	150~200	64
阻尼系数	0.005	0.55	0.55~0.65	
负载电阻 (kΩ)		36		
电动常数 (V·s)	23.2			46
速度灵敏度 (V/cm/s)	370	0.15 1.65	高	可测振幅1~300mm
频率范围 (Hz)	1~40	0.5~10 1~80	2~30	1~80
最低寄生共振频率(Hz)	40			
最大位移 (mm)		±6 ±0.6		
拾振器外形尺寸 (mm)	200×90×100	115×75×70	175×130×90	295×190×140
重 量 (kg)	5	1.5	2	6.5
放大器外形尺寸 (mm)		470×240×150		
重 量 (kg)		10		
参考价格 元	800	水平150, 垂直700	700	920
制 造 厂	无锡光学仪器厂	哈尔滨工程力学研究所	同 左	无锡光学仪器制造厂

光线示波器型号及主要技术性能表

表 2-4-42

技 术 性 能	型 号				
	SC9	SC10	SC16	SC23	SC14
记录道数(道)	5	10	16	6	10, 15
记录速度(mm/min)	0.5~500	2~1000(9档)	5~2500	1~500	5~1000(8档)
记录方式	白 炽 灯	显定影及紫外 线直接记	紫外线直接记录	感光线, 胶卷	紫 外 线
记录纸宽(mm)	92	61, 35	60, 120, 90	92	60~120
电 源(V)	DC24	DC24	AC, 220	DC12	DC55~60V 220 V 66型电源
功 耗(W)	40	200	600	3A	
振子型号	FC9	FC7	FC6	C11	C11
时 标(s)	1; 0.1; 0.01, ±2%	1; 0.1; 0.01, ±2%	1; 0.1; 0.01, ±2%	1; 0.01	1; 0.1; 0.01
外形尺寸(mm)	155×125×215	160×220×320	480×385×220	185×130×120	250×170×330
重 量(kg)	3.5	11	30	3.5	15
参考价格(元)	2000	2000	3000	2800	(10线) (15线) 2000 3000
制 造 厂	上海电表厂	同 左	同 左	贵阳市永育 示波器厂	同 左
备 注				携带式成套供应	成套供应

地音仪型号及主要技术性能

表 2-4-43

仪器设备名称	型 号	仪器特征及规格	功 能	单 价 元/台	生产厂家
多通道无线电 地 音 仪	WD-2	1.可同时测定四个测点; 2.一个测点拾展作用范围:一般为5米半径内; 3.接收作用距离:40m	用于矿井采场、巷道围定松石冒落位置和预报松石冒落	5500	冶金部武汉安全技术研究所
无线电地音仪	WD _A -1	本仪器是四通道便携式矿用安全监测仪器,可同时监测四个测点,采用无线电传输信息,数字显示监测结果,传感器安装在岩体表面,不需做任何工程	主要用于矿井采场、巷道等工作面围定,预报松石隐患的大致位置和冒落时间,避免人员伤亡和设备损坏,亦可用于矿山危险区域岩体稳定性的评价和面积地压活动的检测		湖南湘西矿山电子仪器厂
岩体声发射监测仪 (又名多参数地音仪)	YSS	是一种多参数便携式矿用地压安全监测仪器,可同时检测岩音频变、幅度分布及能率质参数,整机由探头、主机及充电器组成,检测结果采用数字显示,自带电源,主机外形尺寸为250×90×170mm,重量3.5kg	用于评价岩体稳定程度、围定高应力区,监测井下构筑物安全状态,预测岩体大范围地压活动,局部冒落和冲击地压等,并可对预防或处理地压灾害所用措施的有效性进行评价	3480	同 上
地 音 仪	DY-2	便携式	利用剥岩音频度方法,判断岩体稳定性	700	同 上

加拿大生产的钻孔倾斜仪型号及技术性能参数

表 2-4-44

仪器型号	结构描述	传感元件	灵敏度量程	常用的套管	系统的精度
辛 科 50301型	外径42.9mm 长327mm 轮距610mm 重3.6kg	2~0.59闭合环路 伺服加速计	1:10000, 垂直面两侧 30°或90°	外径70mm塑料和 内径76.2mm钢或塑料	±0.75mm/30.48m 或±59.5弧秒
辛 科 50302型	外径22.2mm 长762mm 轮距610mm 重1.6kg	1~0.5g闭合环路 伺服加速计	1:10000, 垂直面两侧 30°或90°	外径48.3mm塑料 外径31.8mm方钢或铝 外径38.1mm槽钢	±0.75mm/30.48m 或59.5弧秒
辛 科 200B系列	外径60.5mm 长381mm 轮距305mm 重3.2kg	1—摆/电位计	1:1000垂直面两侧 12°	外径85.0mm铝套管 或外径88.9mm的塑料套管	没有给出
辛 科 600系列	外径40mm 长0.7~1.2m 活动长度0.5~1m	1—悬臂/电阻应 变 计	±5°的超程上0.1°和 ±25°量程上0.5°	内径±5cm铝套管	没有给出
TP ₁ TF-22	外径41mm 长889mm [*]	2—伺服加速器	1:10000, ±25° ±45°或±90°	内径58.4mm 内径76.2mm	±1.3mm/30.48m
MP-20 MP-21 MP-22	外径25.4mm 长762mm	2—伺服加速器	1:10000±25° ±45°或±90°	内径30.5mm或38.1mm方孔 内径58.4mm内径76.2mm	±1.3mm/30.48m
特莱麦克 MPF型	外径6.3cm 长79.5cm 重12kg	2—悬臂驱动金属丝仪	1:2000~1:1000 垂直面两侧15°	没有给出	没有给出

4.7 岩石力学实验室

4.7.1 设置原则及实验室规模

实验室类型大致划分为三种类型,可依工程需要和经费条件进行实验室设置。见表 2-4-45。

实验室类型表

表 2-4-45

类 型	完 全 型	一 般 型	简 易 型
1	2	3	4
承担试验内容	除一般型的内容外还有: 刚变试验; 韧变试验; 流变试验; 三轴试验; 野外原位试验;光弹试验; 岩相微观试验; 相似模型试验; 防火试验	含水量; 孔隙度/密度; 孔隙指数(快速吸水); 膨胀压力; 膨胀应变; 硬 度; 单轴抗压强度; 抗拉强度(巴西试验); 点荷载强度; 直剪试验; 声速检测	含水量; 密 度; 硬 度; 单轴抗压强度; 抗拉强度; 点荷载强度; 直剪试验
建筑面积(m ²)	400~300	100~200	50~100
试验人员(人)	20~10	5	3
投资(万元)	200~100	~50	~25

4.7.2 主要仪器设备

目前国内一些测试仪器尚未定型化、标准化,多数是研究单位自己研制的,没有厂家正式生产,有些仪器是引进国外的,国内还是空白。现将各种仪器设备列表,见表 2-4-46,供选用时参考。

4.7.2.1 取样设备

取样设备见表 2-4-46。

4.7.2.2 岩样加工设备

岩样加工主要是钻取、切割和磨平三道工序,设备见表 2-4-47。

4.7.2.3 室内岩石测试仪器

1. 压力机

压力机有普通压力机、万能压力机、三轴压力机和刚性压力机,见表 2-4-48。

2. 直剪仪

取 样 设 备 表

表 2-4-46

序 号	设备名称	用 途	规格(cm)	研 制 单 位
1	岩体切割机	现场进行直剪和三轴试验	切割试件高度为200, 试件平面尺寸100×100	长江水利水电科学研究院三三〇岩基队; 黄河水利委员会勘测设计院实验室; 中国科学院岩土物理研究所
2	岩体切槽机	现场用狭槽法进行应力量测	切槽宽度7mm最大切槽深度250	中国科学院武汉岩土研究所; 水电部水电科学研究院仪器工厂
3	现场取样机	从现场取样送回室内进行直剪试验	15×15×15 20×20×20 30×30×30 40×40×40	长春地质学院; 长春水利水电科学研究院; 水电部水利水电科学研究院仪器工厂

岩 样 加 工 设 备 表

表 2-4-47

序 号	设备名称	用 途	规 格	生 产 厂 家
1	室内钻石机	用于试验室内钻取岩心	Z5040立式钻机	丹东第二机床厂
			Z3040摇枕钻床	上海第五机床厂
			配套钻具	北京人工晶体研究所(152厂)
2	室内切石机	室内切割岩心试件或切割金属试件	J5040型切片机	上海无线电专用机械厂
3	切磨车床	切削、磨平岩心	C0616普通车床; CA6240马鞍车床	上海第十二机床厂; 沈阳第一机床厂
4	室内磨石机	磨岩心试件	M7120卧轴矩台平面磨床; M7176磨床	天津机床厂; 上海第五机床厂

压 力 机 表

表 2-4-48

序 号	设备名称	用 途	规 格	生 产 厂 家
1	普通压力机	作抗压和应力-应变试验	30T、200T	长春试验机厂
2	万能试验机	抗压、拉、剪试验	WE型液压万能试验机 WED-2T小型万能试验机	长春试验机厂
3	三轴压力机	岩样在三轴受压状态下测定岩石的变形和强度	TYS-500三轴压力机(轴向载荷最大500T)	长春试验机厂
4	刚性压力机	同 上	轴向载荷200T	水电部三三〇工程局 试验室研制

直剪仪设备技术性能见表 2-4-49。

直 剪 仪 表

表 2-4-49

序 号	设备名称	用 途	规 格 (mm)	研 制 单 位
1	小型直剪仪	利用含有弱面的岩心进行剪切试验求 C 、 ϕ 值	最大允许荷载 5 T。最大剪切面积 160×160	成都地质学院工程地质研究室
2	中型直剪仪	含有软弱结构面的岩块进行剪切试验, 求 C 、 ϕ 和剪应力与应变关系	长 $\times$ 宽 $\times$ 高 (剪切面积) $300 \times 300 \times 300$	甘肃省水利电力科学研究所第二总队 长沙矿冶研究院岩石力学实验室

3. 岩石膨胀仪

岩石膨胀仪设备技术性能见表 2-4-50。

岩 石 膨 胀 仪

表 2-4-50

序 号	设备名称	用 途	规 格 (cm)	研 制 单 位
1	岩石膨胀压力计	测定粘土质岩石或遇水膨胀岩石的膨胀压力和变形量	直径 $\times$ 厚度的试样 ($\phi 6 \times 2$)	黄河水利委员会勘测设计院实验室
2	岩石轴向膨胀仪	岩石受径向约束下轴向的膨胀变形	直径 $\times$ 厚度的试样 ($\phi 6 \times 15$)	水电部三三〇工程局 水电部昆明勘测设计院 科研所和黄河水利委员会 勘测设计院实验室共同研制

4. 岩石崩解仪

岩石崩解仪设备技术性能见表 2-4-51。

岩 石 崩 解 仪 表

表 2-4-51

设备名称	用 途	规 格 (mm)	研 制 单 位
岩石崩解仪 (旋转圆筒式)	测定岩石经泡水, 干燥循环后, 对软化及崩解的抵抗能力	直径 $\times$ 长度 $\phi 140 \times 100$	黄河水利委员会勘测设计院实验室

5. 岩石渗透仪

岩石渗透仪设备技术性能见表 2-4-52。

岩 石 渗 透 仪 表

表 2-4-52

序 号	设备名称	用 途	规 格 (cm)	研 制 单 位
1	岩石纵向渗透仪	用岩样测定它的渗透特性	直径 $\times$ 高度 $\phi 5 \times 5$	黄河水利委员会勘测设计院实验室
2	岩石径向辐射渗透仪	同 上	直径 $\times$ 高度 $\phi 6 \times 15$	同 上

6. 点荷载仪

点荷载仪设备技术性能见表 2-4-53。

点 荷 载 仪 表

表 2-4-53

设 备 名 称	用 途	规 格	生 产 厂 家
点荷载仪	用不规则岩块或 $\phi 50$ 岩心测定岩石强度	最大载荷为 $4 \times 10 \text{ kN}$	成都地质学院
			北京电线模具机修厂
			北京勘测设计院

7. 岩石波速测试仪

岩石波速测试仪设备技术性能见表 2-4-54。

岩 石 波 速 测 试 仪 表

表 2-4-54

名 称	用 途	型 号	研 制 单 位
岩石波速测试仪	测定岩石动弹性参数	SYC-2型、3型	湘潭无线电厂
		IMC-1型	长江水利水电科学研究院、河北省水文地质四队(保定)
岩体波速测试仪	测定岩体的动力特性参数, 判断岩体的质量	YB ₁ -1型	水电部西北勘测设计院与扬州宝成无线电厂合制
		SYT-1型 DHH-1型 XSC-1型	西南交通大学与水电部成都勘测设计院共同研制
岩体数字存储波速仪		GDS-085	吉林图门无线电厂
非全周声波检测仪		CTS-25	广东汕头超声电子仪器公司

4.7.2.4 室内通用仪表及工具

通用仪表及工具类别见表 2-4-55。

通 用 仪 表 工 具 表

表 2-4-55

序 号	类 别	仪 表 名 称
1	量测仪表	千分表、百分表、万能表、电感电容多用表、绝缘电表、示波器
2	称量仪表	量筒、比重瓶、天秤、台秤
3	照像器材	拍摄、冲洗、放大
4	工 具	罗盘、充电器、游标卡尺、砂轮、万能直角尺、量测平台、送货车、电钻、电烙铁、干燥箱、多用工具

第五章 矿岩可崩性分析

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 王玉国 于润沧

5.1 矿岩可崩性分析概述

矿块崩落法发展同岩石力学发展的关系,要比其它任何采矿方法都更为密切。崩落系统的成功,取决于许多因素。其中很重要的是对各种类型岩石特性的了解,把从实验室试验和现场测试获得的资料,经过处理和分析后输入设计,对矿岩的可崩性作出正确分析。

矿岩可崩性分析是应用矿块崩落法矿山可行性研究工作中的主要内容,是决定一个矿体能否用矿块崩落法开采的基础。影响可崩性的那些参数,也是矿块崩落法设计的基本依据,它们决定着矿块回采顺序,拉底面积,出矿方式、放矿控制、割帮预裂方式等主要设计原则,并直接影响矿山的经济效益。可崩性分析工作应当在初步设计开始之前完成,并提出专题报告。

岩石力学工作在矿块崩落法设计全过程中的作用如图 2-5-1 所示。

矿岩崩落是岩体受拉伸和剪切而破坏的动力学过程。由于岩体中存在着弱面,一旦从下部在足够大的范围内除去自然支撑(即拉底),岩体便因其自身的重量和覆盖层的重量而发生破裂和崩落。崩落的矿石被放出后,崩落作用就会自下而上继续进行。从理论上讲,只要有足够大的拉底面积,任何矿岩都会崩落。但是,有时会发生像美国尤拉德(Urad)矿那样的剧烈冒落或崩落超出矿体界限等现象;有时又因崩落矿石块度太大,大块太多,需要进行大量的二次破碎,对生产能力和成本都产生严重影响;有时又由于覆盖岩层崩落后的块度很小,提前穿过崩落矿石到达放矿口,造成严重的损失和贫化。

理想的崩落条件是:

- (1) 一经拉底就很容易崩落;
- (2) 矿石崩落的块度适于放矿,矿石崩落速度比较均匀;
- (3) 覆盖层的崩落块度大于矿石块度;
- (4) 放矿角小;
- (5) 矿体强度使采准巷道能经受得住上部崩落矿岩的压力。

生产矿山的实践还表明,随着开采范围的扩大,矿岩的可崩性也会发生变化。因此,即使在矿山投产之后,可崩性研究工作也不应终止。

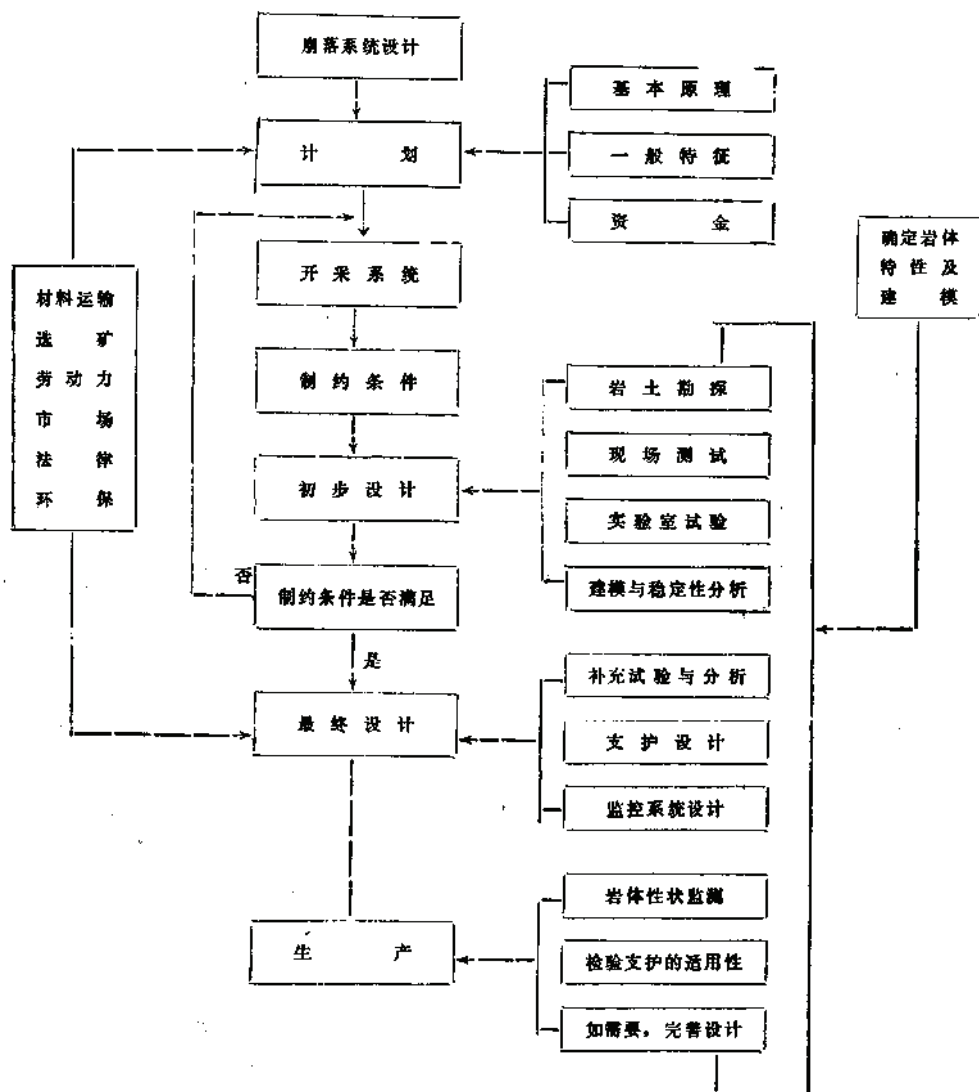


图 2-5-1 崩落系统设计流程图

5.2 影响矿岩可崩性的因素

影响可崩性的因素见表 2-5-1。

5.2.1 矿体几何形状

影响矿石崩落特性的矿体几何形状主要是指：水平面积、高度及倾角。应用矿块崩落法开采最理想的矿床赋存条件是矿体厚大，倾角陡，形状规整。

矿体具有足够的水平面积是达到矿石有效崩落的必要条件。矿体高度或者说将要拉底

影响可崩性的因素

表 2-5-1

自 然 因 素	设 计 的 和 派 生 的 因 素
1. 矿体几何形状 2. 岩体结构特征 (裂隙几何参数) 3. 岩石强度 4. 原岩应力状况 5. 裂隙强度	1. 矿块位置与几何形状 2. 拉底范围 3. 边界削弱

和回采的矿块高度,也是设计上需要考虑的重要问题。矿块愈高,矿体中垂直应力愈大,有利于矿石正常崩落,而且崩落的矿石块在矿石柱里向下流动过程中相互撞击再破碎的机会也多;矿块高度还直接影响每吨矿石所负担的采切工程量和巷道维护费用。

矿体倾角缓会造成底盘三角矿柱的损失,或者为了开采此三角矿柱而增加工程量和相应的费用,也会影响贫化指标。

国外一些用矿块崩落法开采的矿床尺寸参看表 2-5-2。

一些用矿块崩落法开采的矿床尺寸 (m)

表 2-5-2

长 度	宽 度	高 度
1006	488	152
335	549	427
1494	305~792	701
366	76	457
914	671	122~244
201	49	396
335	213	701
610	305	1097
3048	762	549
457	244	366
366	122	305

5.2.2 裂隙几何参数

岩体结构特征取决于岩体中不连续面的状态和裂隙中充填物的力学性质。它们决定岩体破断难易程度,破断时的冒落方向、块度大小,也影响崩落矿石是否会结块以及矿块底部巷道支护的结构。矿体能够良好崩落的一个重要因素,是要有发育良好的裂隙系统。当矿体中存在着三组以上各种倾角的节理组时,崩落情况最好。平缓节理组的存在,特别有助于矿块的初始崩落。美国矿业局调查分析了两个矿块崩落法矿山裂隙组后的初步结论是:矿块水平应力大而又缺少缓倾

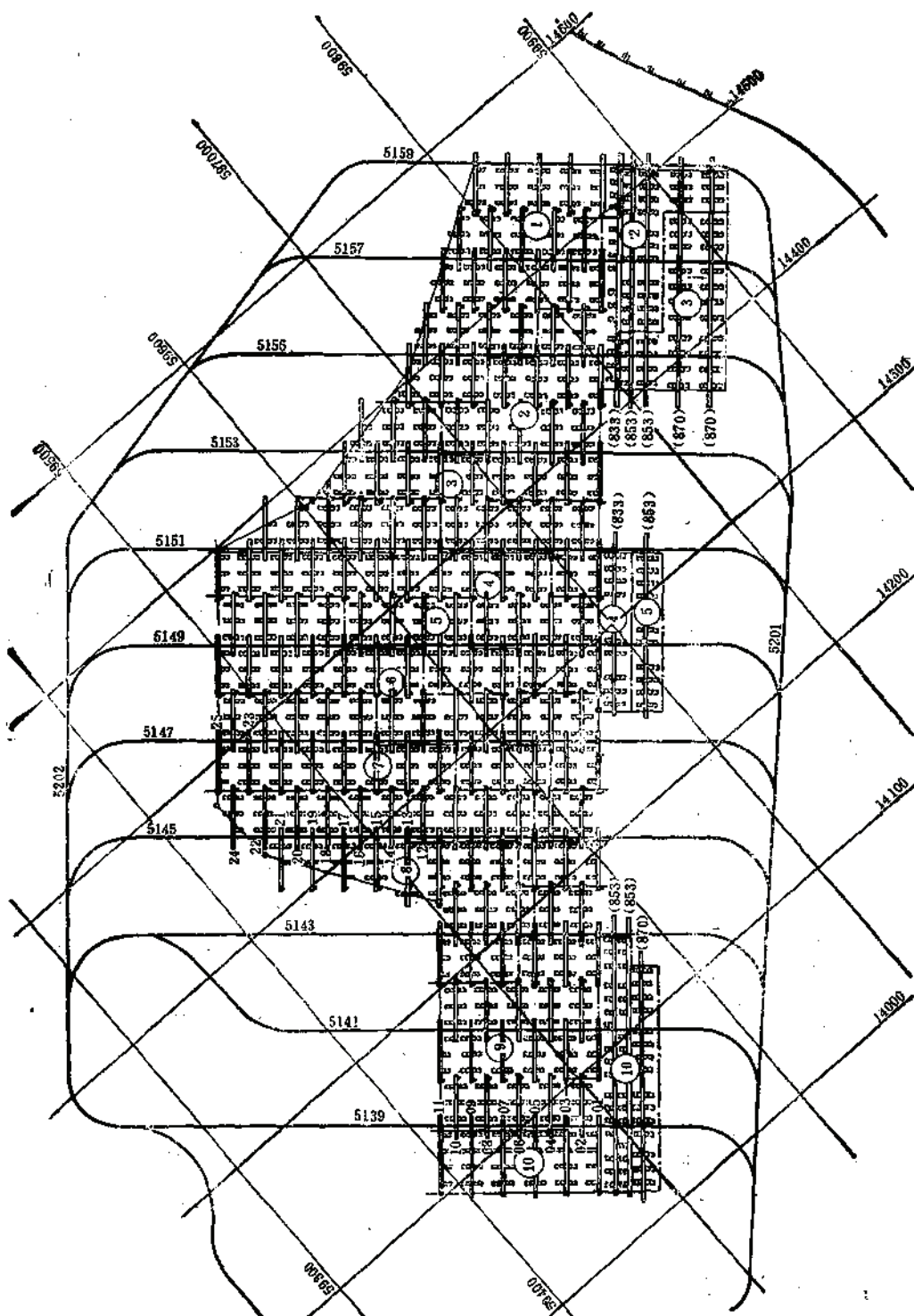
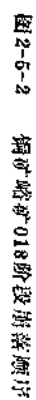
角 ($<30^\circ$) 裂隙组时,矿体的崩落性很差,参看表 2-5-3。

一些应用矿块崩落法矿山矿体中裂隙情况和矿石崩落情况见表 2-5-4。

断层是岩体中最大的弱面。如果矿体中断层较多,矿块拉底后,在应力的作用下,节理等其它较小的结构面还没有来得及张开破裂,矿体往往会首先从断层处破断,崩落成大块。这对放矿是很不利的。另一方面,断层附近的松软地段常常被选为起始崩落区段,从软弱岩区向较稳固岩区推进的回采顺序,比较有利于矿块的崩落。例如铜矿峪矿 810 中段的崩落顺序,便确定为从靠近 1* 大断层的矿体东北部开始崩落,逐年向西南方向推进,参看图 2-5-2。

5.2.3 岩石强度

岩块强度包括抗压强度、抗拉强度和抗剪强度。崩落是沿岩石弱面的连续破坏过程,



裂隙组与崩落特性的关系

表 2-5-3

对比项目	A 矿	B 矿
估计的原岩应力①比值, 侧向/垂直	1/4	1
覆盖层厚度(m)	488~518	428~457
主要矿岩类型	1. QM 石英二长岩 2. MP 二长斑岩 3. Rh 流纹岩	1. 类似 QM 2. 类似 MP
裂隙方位, 走向/倾向, (度)	1. N83E/87NW N42W/89NE N30E/22SE 2. N60E/87NW N20W/87SW N23E/26SE 3. N70E/87NW N48W/85NE	三组主要裂隙, N30E N60W N30W 倾向近于垂直
裂隙间距, (m)	1.0.18~0.21 2.0.18 3.0.06	1.0.03~0.06 2.平均0.15
崩落特性(分四类)	1. 易崩落~很易崩落 2. 很易崩落 3. 很难崩落	难崩落至很难崩落
	矿块不需要边界削弱, 侧向应力, Rh 中无缓倾角裂隙组, 裂隙内摩擦角 $\approx 35^\circ$	采取一些边界削弱措施, 侧向应力大, 无缓倾角裂隙组, 裂隙内摩擦角 $\approx 38^\circ$

①应力比值: 在 A 矿, 假定等于 $\frac{\mu}{1-\mu}$, 泊松比 $\mu \approx 0.2$ 。在 B 矿, 水平应力为一次测定值 96.5 MPa, 当深度为 457 m 时, 垂直应力假定为 103.4 MPa。

一些矿块崩落法矿山裂隙情况

表 2-5-4

序号	矿山名称	矿床类型	每米裂隙条数	裂隙组状况	矿体崩落情况
1	Climax 其中 Phillipsonlv	斑岩铜矿	11.1 8.2	裂隙倾向为 $40^\circ \sim 60^\circ$ 或更缓	易崩落
2	Henderson	斑岩铜矿	6.6	3~4 组裂隙其中一组缓倾角	采用边界削弱后正常崩落
3	Groce	磁铁矿	—	4 组节理	易崩落
4	Inspiration	斑岩铜矿	27.5	十分破碎	很易崩落
5	Mather	赤铁矿	35.1	3 组节理 JS < 61	很易崩落
6	San Manuel	斑岩铜矿	13.1	8 组节理, 其中 2 组缓倾角, JS < 7.62~61	易崩落到很易崩落

续表

序号	矿 山 名 称	矿床类型	每米裂隙条数	裂 隙 组 状 况	矿体崩落情况
7	<i>El Teniente</i> 原生矿 次生矿	斑岩铜矿	0.5~8 15~90	<i>RQD</i> 70~100% 0~50%	很难崩落 易崩落到很易崩落
8	<i>Rio Blanco</i> I 矿带 II 矿带	斑岩铜矿	11~20 3~8	<i>RQD</i> <25% 平均55%	易崩落 开始难崩落
9	铜矿峪矿	斑岩铜矿	2.7~3.3	主要两组陡倾角节理	正在建设

注: JS—节理平均间距, cm。

所以更有决定意义的是岩体强度。岩体强度不仅取决于岩石强度, 而且受岩体结构影响。但岩块强度低, 岩体强度也相应降低。

除进行费用昂贵的现场原位三轴试验外, 很难测得岩体强度的具体数值。因此, 常用岩块强度来推算岩体强度。可采用下述两种方法确定岩块强度与岩体强度之间的关系。

(1) 影响岩块和岩体强度差别的主要因素是裂隙。用声波法查明岩体中裂隙状况, 按下式求出龟裂系数:

$$K = \left(\frac{v}{v'} \right)^2 \quad (2-5-1)$$

式中 v 岩体中弹性波传播速度;

v' ——岩块试件中弹性波传播速度。

各种岩体龟裂系数参考值列于表 2-5-5。

龟 裂 系 数 参 考 值

表 2-5-5

岩 体 类 型	K
完 整	>0.75
块 状	$0.45 \sim 0.75$
碎 裂 状	<0.45

岩体抗压强度可按式求得:

$$S_{Mc} = K S_c \quad (2-5-2)$$

式中 S_{Mc} ——岩体抗压强度, MPa;

S_c ——岩石抗压强度, MPa;

K ——龟裂系数。

亦可按同样的原则求出岩体抗拉强度。

$$S_{Mt} = K S_t \quad (2-5-3)$$

式中 S_{Mt}, S_t ——岩体和岩石的抗拉强度, MPa。

(2) Deere 等人 (1966) 在 *Dworshak Dam* 矿根据测得的 *RQD* 值建立了岩块强度

和岩体强度之间的关系, 即当岩石 RQD 值为 60~95% 时, 折减系数 (E_M/E_S , E_M —岩体弹性模量; E_S —岩块试样弹性模量) 为 0.06~1.0。用插值法求出 RQD 值对应的折减系数, 便可根据 E_S 求得 E_M 。

(3) 一些应用矿块崩落法矿山的岩块单轴抗压强度值见图 2-5-3。

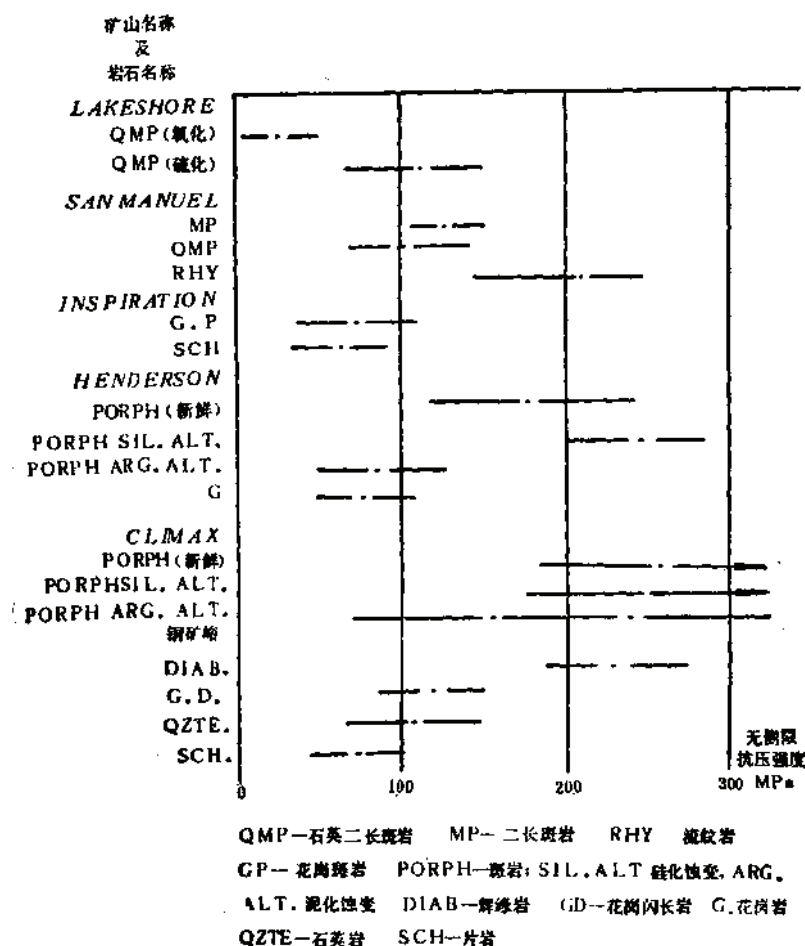


图 2-5-3 岩石抗压强度对比 (引自 WHITE, 1979)

5.2.4 原岩应力状况

为了预测可崩性, 不仅应了解原岩应力场的状况, 而且应了解应力场如何随拉底和崩落过程而变化。

在原岩应力场中, 水平与垂直应力之比至关重要。在一般情况下, 岩体中的垂直应力等于覆盖岩层的自重。矿体埋藏深, 覆盖层厚, 垂直应力大, 自然有利于矿石崩落。Henderson 矿的矿石, 按其它指标预测的可崩性并不好, 然而生产中崩落还是很正常的, 重要原因之一就是 800 多米厚的覆盖层。所以, 可崩性研究工作, 既要研究矿体的崩落特性, 也要评价覆盖岩层的崩落特性及其对矿石崩落的影响。理想的覆盖层应当是很易以

陡角度崩落成较大的块度,并且有足够的厚度。为了防止过量的水进入崩落区,覆盖岩层中如含有大量的水,在进行拉底和崩落之前,应预疏干。在Philex矿采取回填塌陷坑的办法并把地表修成可排泄水的坡面,防止降水进入崩落区。

由构造应力产生的水平应力对矿岩初始崩落是不利的。当矿区最大主应力为水平应力而且数值较大时,往往需要采取预裂、割帮等措施,建立应力释放带,以减少或消除水平应力对崩落的影响。为了促进崩落和保证底部结构的稳定性,在确定崩落方向时,要使拉底的最长边垂直最大主应力方向,主要采准巷道平行于最大主应力方向。图2-5-4为Henderson矿8100生产水平根据最大主应力方向确定的崩落推进方向和采准工程布置。

在矿体中进行采准,特别是拉底之后,原岩应力场便发生变化。研究次生应力场的目的在于促进可崩性和保护采准巷道。矿山生产实践表明,拉底空间形状同岩体崩落应力有密切关系,因而可以利用改变拉底空间形状的措施促使矿岩崩落。

(1) 当拉底空间的跨度保持不变,增加其长度就能使崩落应力增加两倍以上,所以,使拉底空间在平面上呈长方形,有利于矿块崩落。

(2) 增加拉底空间的宽高比,也能促进矿块崩落。图2-5-5表示在弹性岩层中

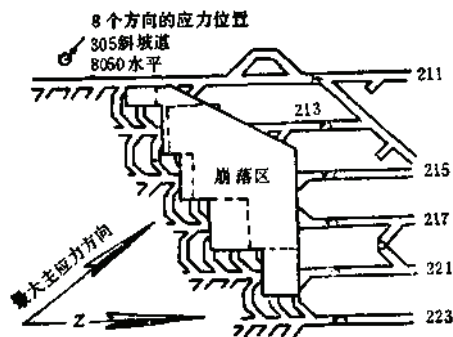


图2-5-4 最初采掘方向和最大主应力方向的关系

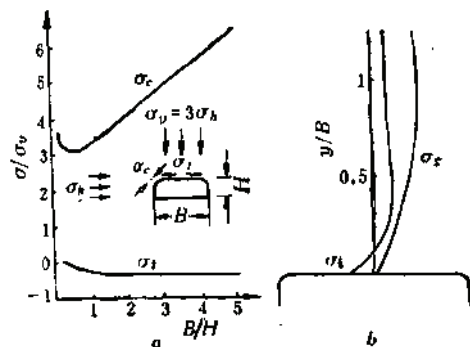


图2-5-5 坑顶顶板应力分布

增大拉底空间跨度的效果。拉底空间长度大于其宽度,即 L/B 约大于3。原岩水平应力 σ_h 为垂直应力 σ_v 的 $1/3$ 。拉底空间顶部拐角轮廓线的曲率半径为空间高度 H 的 $1/6$ 。纵坐标的大小以原岩垂直应力的倍数表示,横坐标为 B/H 。从图中a可以看出,拉底空间顶部拐角处的最大表面应力 σ_c 在拉底跨度不大时为 $3\sigma_v$,随着跨度增大, σ_c 值几乎呈直线增加。当跨度略大于空间高度的4倍时, σ_c 约为 $6\sigma_v$ 。在拉底空间中,顶板中央的表面应力 σ_t 接近于零。当 B/H 等于4时, σ_t 变为 $-0.4\sigma_v$,因此,在宽阔的拉底空间里, σ_t 变为拉应力。从图中b可以看出,从顶板边缘算起,存在拉应力的深度较小。增大拉底空间的宽高比,顶部拐角处的表面压应力和顶板中央的拉应力都随之加大,有利于矿岩崩落。Swaisgood、McMahon和West通过对拉底角隅处的应力与岩石强度比较,并分析了几个矿山的矿石崩落特性(见表2-5-6)指出,当拉底角度的平均应力超过岩体强度4倍时,崩落条件良好;当此应力减少为2倍时,崩落块度较大,需要大量的二次破碎工作。

几个矿块崩落法矿山崩落特性比较

表 2-5-6

拉底的平均 应力与岩体 强度的比	削帮和矿块削弱的特性	二次破碎	崩落特性
9.1~12.5	角部天井和边部空场会减少边部 岩石强度的25%	较 小	好到极好——如果放矿特性没有变化, 在短期内,削帮工作是断续的
5.9~8.3	角部天井和边部巷道,边部空场 量减少	较 小	好到极好——削帮量减少,根据经验, 有时不用削帮工程
2.0~2.5	无	较 小	好
4.5~8.3	只需角部天井	较 小	好到极好
2.6~9.1	较少——只在硬岩区做些工作	较 小	好到极好
4.0	—	—	好到一般
2.0~2.5	角部天井和削帮将减少边部岩石 强度的40%	时 常	一般——岩石破碎成大块并为方块状
0.83~1.0	整个矿体都需要做削帮巷道和大 量的探孔	总矿量的10%	差——形成稳定拱,需探孔爆破
0.29~0.36	4边全部切开,削帮宽度3码	总矿量的30%	差——拉底宽度达到75呎之后,持续的 崩落将开始,要集中应力破碎矿石需要 不均匀放矿
0.14~0.17	两侧垂直拉开	总矿量的30%	极差——拉底5个月,矿块崩落,放 矿将更加困难

5.2.5 裂隙强度

裂隙强度同其几何参数具有同样的重要性。其强度值可通过直剪试验求得。

裂隙充填物的性质、其胶结作用以及裂隙交界处的蚀变作用,决定着裂隙的强度,因而对崩落特性的影响也是十分显著的。硅化的胶结作用使弱面形成坚固的岩石,抵消了裂隙作用;而粘土、绢云母、绿泥石或黑云母等裂隙充填物或蚀变细脉,在应力作用下易于使裂隙张开,有利于矿岩的崩落。从Climax矿A、B、C三个试验区的资料(见表2-5-7)可以看出,虽然A区裂隙频率高于B、C区,但因A区内含石英裂隙比例高,含绢云母、粘土裂隙比例低,因此B、C两区难崩落。有时过多的有粘结性软弱夹层或充填物,

裂隙充填物对可崩性的影响

表 2-5-7

试验区	主要岩石类型	裂隙频率 (条/米)	含石英裂隙 所占比例 (%)	含绢云母、粘 土裂隙比例 (%)	崩落情况	
					预 测	实 际
A	花岗岩花岗斑岩	13.3	58.3	12.3	较 难	正 常
B	片 岩	10.1	28.9	22.2	正 常	
C	片 岩	7.6	34.2	22.5	容 易	

也可能引起结块, 给放矿带来困难。因此在做岩体调查时, 应详细描述裂隙充填物及蚀变情况。

Climax 矿在做岩心编录时, 用蚀变(泥化)指数(分十级)来描述裂隙充填物及蚀变程度, 即:

- 0——节理和岩体无泥
- 1——节理有局部擦痕面或稍微覆有泥土;
- 2——节理上有厚度3.2mm的泥土, 但是岩体本身几乎无泥土;
- 3——不连续面上泥土的厚度约3.2~6.4mm, 与节理有关的蚀变已经影响附近岩体的强度;
- 4——不连续面上的泥土厚度>6.4mm, 周围岩体受强烈影响;
- 5——不连续面上和岩体中含有相当多的泥土, 该段内10%的岩石被破碎成断层泥和角砾岩, 或者岩体的25%蚀变, 以致强度显著降低(无侧限抗压强度<69 MPa);
- 6——断层泥和角砾岩与该段岩石的20%, 或者该段内25~50%的岩体被泥化;
- 7——断层泥和岩体泥化量超过该段岩石的50%, 形成角砾断层泥带;
- 8——整段都是角砾断层泥;
- 9——该段几乎全部是断层泥物质。

地下水渗流对裂隙充填物等软弱面的影响也是不可忽视的, 因为地下水使软弱夹层中和结构面上的泥质物料发生软化和泥化, 增加润滑作用, 导致岩体强度降低。

Guillermo V. Borquez 建议采用如下的裂隙强度系数(J.S.F.)来修正RQD值:

质量估计	对RQD的修正系数 (J.S.F.)
强	1.0
中等	0.9
弱	0.8
很弱	0.7

5.3 可崩性分级

可崩性和稳定性是一个事物的两个方面, 所以岩体稳定性分类, 很多都可用来确定矿岩的可崩性分级。但是, 由于岩体地质因素的复杂性, 到目前为止还缺乏通用的可崩性分级标准。

下面介绍几种较常用的可崩性分级方法。

5.3.1 可崩性指数

*McMahon*和*Kendrick* (1969) 在评定*Climax*矿和*Urad*矿选定区域的矿石崩落难易程度时, 发现岩石质量指标(RQD)与可崩性之间存在着一种线性关系, 如图2-5-6所示。他们据此把矿岩的崩落难易程度, 即可崩性指数分为10级, 1级表示最易崩落, 10级表示最难崩落。

在采用可崩性指数预测Henderson矿矿体可崩性时,开始只有矿体西北部的三个勘探钻孔,从这三个钻孔岩心测得平均RQD值为64%,对应的可崩性指数是8。人们认为该矿体较难崩落,崩落后块度大,大块率也会很高。后来又审查了106000多米钻孔资料,得出整个矿体的平均RQD值等于47%,对应的可崩性指数是6。这一预测虽然还偏于保守,但比最初的估计更接近实际了。

这种状况表明:第一,可崩性指数是可以用来预测矿岩可崩性的,但测定RQD值的钻孔资料要有代表性;第二,单参数分类法的缺点是忽略了许多加剧裂隙作用的岩体特征。例如Henderson矿实际崩落块度比预期的好,是与该矿矿体比较均质、投产初期采用较低的放矿速度有密切关系。

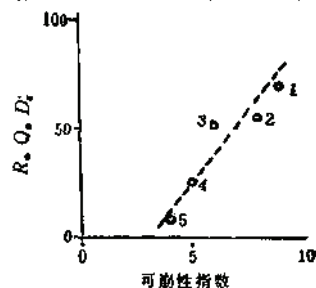


图 2-5-6 RQD 值与可崩性指数关系

- 1—非利普森240;
- 2—尤拉霍第三纪岩层;
- 3—斯托尔科3160;
- 4—塞雷斯科410;
- 5—斯托尔科315

5.3.2 改进后的Bieniawski分类法(1976)

此法又称RMR(Rock Mass Rating)法,采用5项基本参数,即RQD值、岩石强度、节理间距、节理状况(包括宽度、连续性、表面软硬和粗糙度、充填物等)和地下水状况,按0~100分值把所有节理岩体分为五类。由于每一参数不一定对岩体性态都具有相同的作用,因此要对每一项参数的重要性级别逐一评定分值,然后将各参数的分值相加,求得岩体的总评分值,以此来确定可崩性分级,详见表2-5-8。

5.3.3 Lacy分类法

Lacy的分类与Bieniawski的分类原理相同,都是按多项参数评分,只是分值的分配,即每一参数所占比重不同而已。Lacy的分类采用6项参数,即RQD值、节理间距、岩石强度、节理面状况、裂隙方位和地下水。分值为0~100,分值愈高,可崩性愈差。各项参数分值确定方法见图2-5-7及表2-5-10。

5.3.4 地震能量吸收法

这种方法是用地震能量吸收法测定比能衰减系数 S_f ,从而划定难崩落、正常崩落和易崩落岩区。其原理是:当爆破和冲击产生的脉冲通过岩体传播时,由于岩石类型、岩体中裂隙状况不同,脉冲振幅的递减程度也不同,可按下列公式求出比能衰减系数。

$$A(f) = A_0(f)e^{-\alpha \cdot d} \quad (2-5-4)$$

式中 $A_0(f)$ ——第 f 次正弦波分量在 $d = d_1$ 处的振幅;

$A(f)$ ——第 f 次正弦波分量在 $d = d_2$ 处的振幅;

α ——吸收系数;

d —— d_2 至 d_1 的距离。

如果记录下不同 d 值处的脉冲,则可确定 α ,比能衰减系数与吸收系数的关系如下:

$$S_f = \frac{2V_c \alpha}{f} \quad (2-5-5)$$

RMR可崩性分级

表 2-5-8

参 数 项 目		数 值 范 围				
分 类		I	II	III	IV	V
总 分 值		100~81	80~61	60~41	40~21	20~0
可 崩 性		无	不好	中等	好	很好
1	RQD(%)	100~90	90~75	75~50	50~25	<25
	分 值	20	17	13	8	3
2	单轴抗压强度(MPa)	>200	200~100	100~50	50~25	<25
	分 值	10	8	6	4	0~2
3	节理间距(m)	>3	3~1	1~0.3	300~50mm	<50mm
	分 值	30	25	20	10	5
4	节理面状况	见表2-5-9				
	分 值	30-----0				
5	地下	每10m长巷道涌水量(L/min)	0	<25	25~125	>125
	水	节理水压力	0	0.0~0.2	0.2~0.5	>0.5
		最大主应力	或	或	或	或
		总 条 件	完全干燥	仅潮湿	中等水压	水的问题严重
	分 值	10	7	4	0	

节理面状况评价①

表 2-5-9

参 数	描 述	调整百分比
1.节理面形状	波 状	99~90
	弯 曲	89~80
	平 直	79~70
2.节理面粗糙度	条 痕	99~85
	平 滑	84~60
	光 滑	59~50
3.比围岩软的蚀变带		99~70
4.节理充填物	难剪切的粗颗粒	99~90
	难剪切的细颗粒	89~90
	易剪切的粗颗粒	79~70
	易剪切的细颗粒	69~50
	断层泥厚度<不规则	49~36
	断层泥厚度>不规则	23~12
	流态物质>不规则	11~0

①用节理面状况的最大分值乘以调整百分比,例如平直光滑的节理面的分值为: $30 \times 70\% \times 50\% = 10.5$ 。

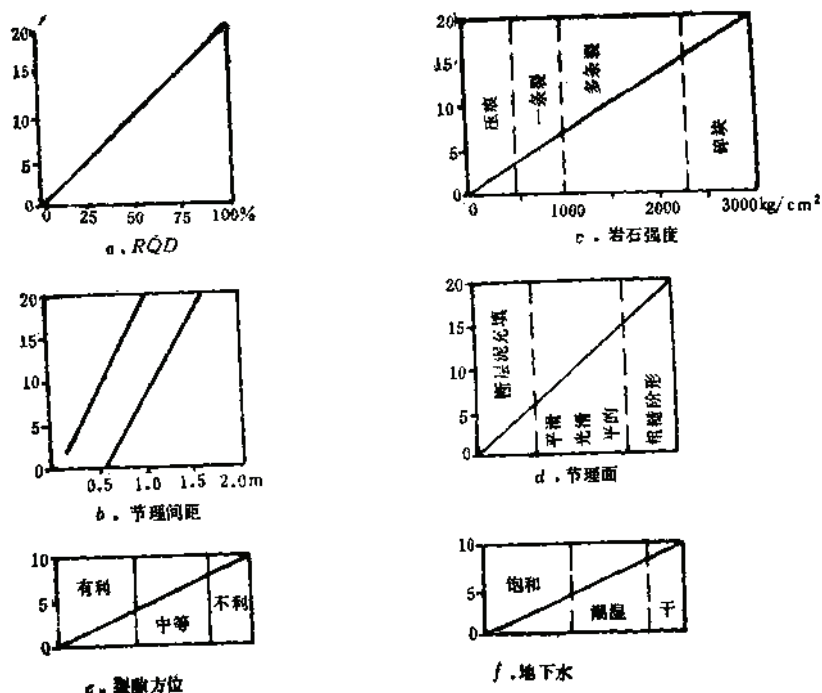


图 2-5-7 Lacy可崩性分级

Lacy可崩性分级

表 2-5-10

总 分 值	>70	70~50	50~40	40~25	25~15	<15
分 类	I	II	III	IV	V	
可 崩 性	很 差	差	中 等	好	很 好	

式中 f —— f 次正弦波分量的频率;

U_c —— 压缩波传递速度。

精确的比能衰减系数算法是先求60个不同频率的 S_f 值, 然后求出其平均值 $\bar{S}_f$, 根据 $\bar{S}_f$ 规定不同的岩石崩落区。

在 *Climax* 矿测试结果是: $S_f = 0.46 \sim 0.58$ 时为正常崩落区; 易崩落区的 $\bar{S}_f = 0.84$; 而未破碎的花岗岩 $S_f = 0.02 \sim 0.04$ 。这些数据只是在 *Climax* 矿三个试验区测试的结果, 供参考。这种方法是一种定量的方法, 但测量和分析技术较复杂, 费用也高。

5.3.5 东北工学院岩体稳定性分类

根据矿山特点和我国现有的技术条件, 以岩体结构为基础, 结合岩石抗压强度和地下水影响这两方面指标进行分类。

岩体结构分类见表 2-5-11。

岩体结构分类

表 2-5-11

编号	岩体结构类型	地质特征	水文特征	结构体几何特征及其工程尺寸的关系	力学介质模型
一	整体结构	岩浆岩、变质岩及厚层沉积岩等形成的岩体。构造影响轻微, 结构面不发育	渗流对岩体特征影响不大	结构体尺寸大于工程尺寸, 或虽小于工程尺寸, 但相互组合紧密形成整体	均质的、各向同性的弹性连续介质
二	层状结构	层状或薄层状沉积岩或变质岩体。层面及层间错动面发育, 将岩体切割成板	发育裂隙水或层间水, 渗流对岩体特性有一定影响	在工程范围内一组弱面明显发育, 呈板状, 片状; 结构体互相叠合	各向异性、层内均质的弹塑性连续介质
三	块状结构	甲级 (滑移式块状结构)	发育裂隙水或层间水, 渗流对岩体特性有较大影响	在工程范围内二组或两组以上的弱面发育。相对于工程来讲, 结构体尺寸较大。当它们与暴露面形成不利组合时, 易整块滑移破坏	不连续介质 (运用块体平衡力学处理)
		乙级 (崩块式块状结构)		在工程范围内二组或二组以上的弱面发育。工程尺寸为结构体尺寸的几十~几百倍, 使结构体组成砌体。岩块在沿结构面滑动的同时往往伴随着转动	不连续介质 (运用砌块体力学处理)
四	碎裂结构	风化破碎岩体, 压碎岩体, 断裂密集式、造瓦式或交叉式断裂影响带, 褶皱带等, 受地质构造影响严重	发育脉状水, 孔隙水, 渗流对岩体特性有明显影响	断裂交叉发育, 裂隙张开, 充填夹泥, 局部夹有几何尺寸不一的岩石结构体。划分结构类型时可不考虑工程尺寸	不均一的不连续介质
五	散体结构	剧烈风化或挤压破碎的各种岩体或土体, 结构面充分发育, 使岩体极度破碎成碎块, 碎屑或颗粒料, 有大块断层泥充填	发育脉状水、孔隙水, 渗流作用下呈塑性。强度大为降低	颗粒尺寸与工程尺寸相比极小, 划分结构类型时可不考虑工程尺寸	不均一的松散连续介质

鉴于目前缺乏岩体强度指标, 建议采用岩块试样在饱和状态下的单向抗压强度 σ_0 , 将岩石划分为以下三类:

A类 $\sigma_0 > 78.5 \text{ MPa}$ (800 fkg/cm^2 , 坚硬岩石);

B类 $\sigma_0 = 78.5 \text{ MPa}$ (800 fkg/cm^2 , 中等坚硬岩石);

C类 $\sigma_0 < 78.5 \text{ MPa}$ (软岩石)。

地下水影响分为四类:

滴—雨季时有滴水;

渗—裂隙渗水;

流—裂隙泉形式, 流量小于 10 L/min ;

涌一滴泉,有一定压力,流量大于 $10\text{L}/\text{min}$ 。

岩体分类见表2-5-12。

岩体稳定性分类表

表2-5-12

编号	岩体稳定性分级	岩体结构类别	岩石强度 σ_0	地下水影响	备注
I	稳定	整体结构	A类	没有地下水,或仅有季节性少量地下水,对围岩稳定性无影响	σ_0 为饱和岩石单向抗压强度
II	稳定性较好	整体结构 块状结构(甲级)	B类 A类	有少量地下水,对围岩稳定性稍有削弱	
III	中等稳定	块状结构(甲、乙级) 层状结构 碎裂结构	B类 A类	常因地下水影响,而产生局部岩石的片帮或冒落	
IV	稳定性较差	砌块状结构(乙级) 层状结构 碎裂结构	C类 B类	常因地下水影响而产生较大规模的片帮、冒顶	
V	不稳定	碎裂结构 散体结构	C类 B、C类	地下水是影响围岩稳定性的先决条件	渗流作用下呈塑性的岩体宜划入此级

5.4 崩落块度预测

5.4.1 影响崩落块度的因素

影响崩落块度的因素如下:

- (1) 节理裂隙的几何参数;
- (2) 裂隙强度;
- (3) 原岩应力场及次生应力场;
- (4) 放矿过程的粉碎作用,这一过程又与崩落矿石在到达放矿口途中的相撞击作用、设计参数、矿块高度及放矿管理等有关。

三种不同的块度概念如下:

- (1) 岩体中原始块度组成;
- (2) 崩落后的块度组成;
- (3) 放矿点的块度组成。

图2-5-8表示崩落块度组成分析。

5.4.2 预测方法

目前对崩落块度组成的预测,主要是根据节理裂隙间距、方位和连续性预测岩体中原始块度组成,崩落后和放矿点的矿块组成预测尚处在定性分析阶段。

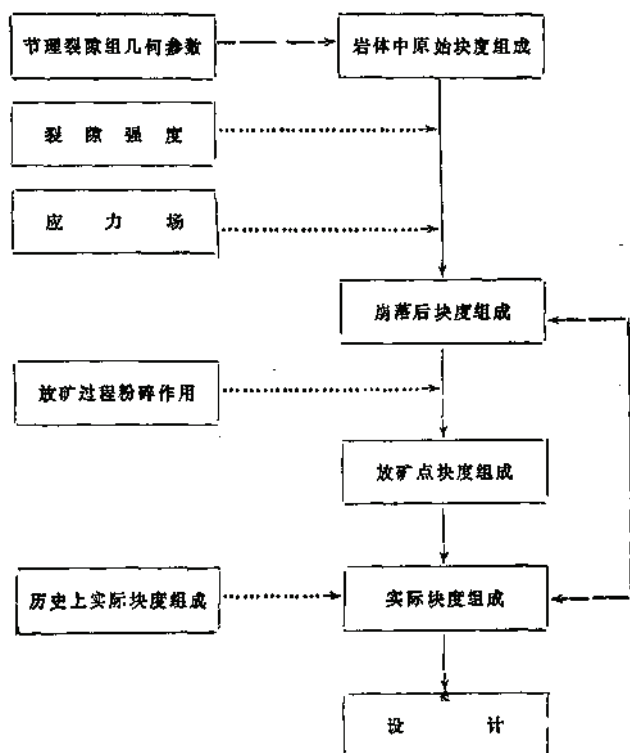


图 2-5-8 崩落块度组成的分析

5.4.2.1 曲线做图法

此法的基础是：各矿山崩落矿石块度组成曲线符合对数正态分布曲线规律，而且大致在一定范围之内，如图 2-5-9 所示。当取得某一矿山岩体的 RQD 值及裂隙调查统计资料后，在块度组成曲线坐标线上按 RQD 值、50% 平均块度尺寸分布率及最大块度尺寸标出三个点，再按对数正态分布曲线的形式，参照类似矿山块度组成曲线，便可绘出该矿山的块度组成曲线。图 2-5-10 为用此法绘制的铜矿峪矿不同岩组崩落块度组成曲线。

5.4.2.2 模拟法

用节理统计与 Monte Carlo 模拟技术，根据节理组的概率分布，求其随机的倾角及节理间距，同时对每组节理确定其走向的均值。把上述数据转换成平行于原始作图方向的垂直剖面上的视在的倾角与间距。在这些垂直剖面上，从任一点开始，按视在间距先后顺序，把每一组节理都绘在图上（图 2-5-11 便是一个实例）。接着对每一个剖面测量和记录每个多边形的最大可见尺寸。假设每一多边形代表一个体积等于它的最大可见尺寸的立方体，这样就可把这些数据转换成岩块体积。根据岩块体积数据可以得出累积块度组成。

Deniel H. White 用二维模拟技术预测了 Lakeshore 矿的崩落块度。他在报告中说，根据模拟测的 RQD 值与实测值是基本一致的。Climax 矿也用类似的方法模拟裂隙岩

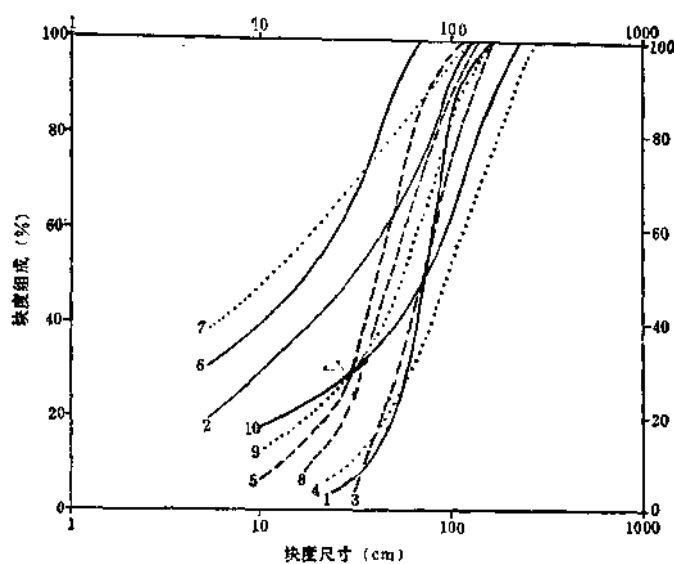


图 2-5-9 一些矿山崩落块度组成曲线

图中曲线号数代表的矿山为:

- | | |
|------------------|-----------------|
| 2 — Climax | 11 — Lake Shore |
| 3 — Cornwall | 12 — Mather |
| 4 — Creighton | 16 — San Manuel |
| 7 — Grace | 17 — Thetford |
| 10 — Inspiration | 18 — Urad |

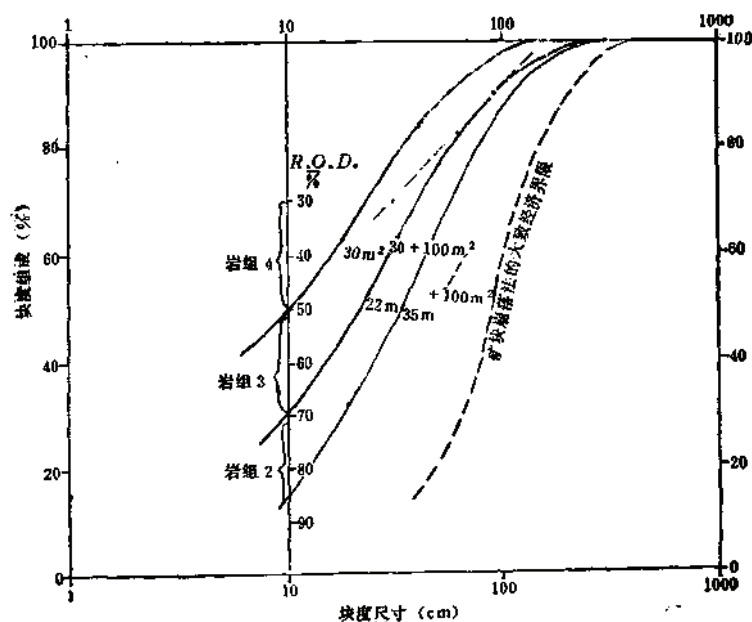


图 2-5-10 铜矿峪矿不同岩组平均块度组成预测

体, 计算多边形的体积和最大尺寸。

Henderson矿以三维模拟方法, 采用得自两个定向孔的数据, 分别做了边长为30m的裂隙模型, 并就每一个模型对5个彼此独立边长为6m的子块做了分析, 模拟结果见图2-5-12。从图上可以看出, 三维模拟预测的结果与该矿生产管理人员估计的块度百分比很近似, 只是大块超估8%。应用模拟技术预测崩落块度, 还处在发展阶段, 还有不少问题需要去探索。

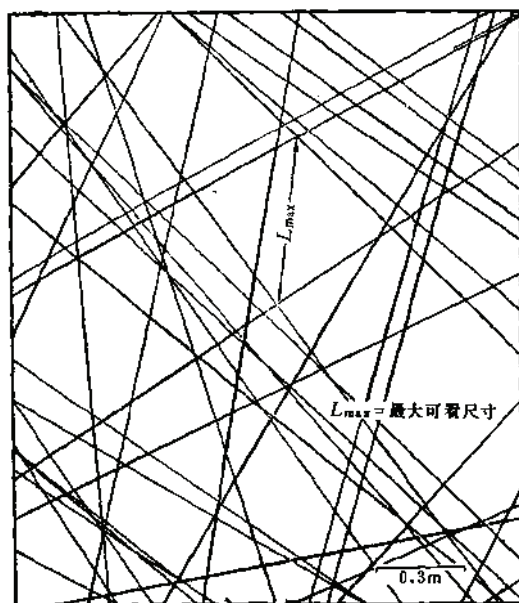


图 2-5-11 模拟的垂直剖面 (怀特177)

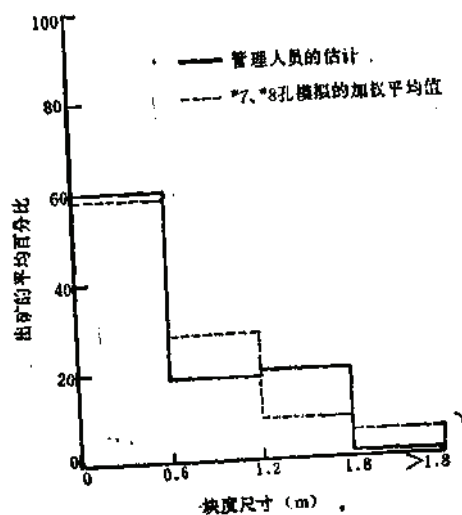


图 2-5-12 根据7、8孔的数据模拟得出的块度预测

一些矿山实际崩落块度组成见表 2-5-13。

一些矿山崩落块度组成

表 2-5-13

序号	矿 山 名 称	矿 床 类 型	矿石块度百分比 (%)				每米裂 隙条数	放矿口间距 (m)
			-0.3m	0.3m~0.6m	0.6m~0.9m	+0.9m		
1	Climax	斑岩铜矿	7	26	56	11 ^①	11.1	10.0×10.4
	Climax							
	Phillipson L.v.		2	16	24	58 ^①	8.2	10.0×10.4
2	Cornwall	铁 矿	50	20	20	10	—	7.6×12.2
3	Creighton	浸染型铜矿	—	40	30	30	—	9.1×12.2
4	Groce	磁 铁 矿	10	20	20	50	—	6.1×9.1
5	Inspiration	斑岩铜矿	30	51	15	4 ^①	27.5	5.2×5.2
6	Lakeshore	斑岩铜矿(氧化矿)	66	32	2	— ^①	25.6	5.3×5.3
	Lakeshore	(硫化矿)	8	30	35	27 ^①	—	5.3×5.3
7	Mather	赤 铁 矿	70	15	10	5	—	4.0×8.5
	Mather B	赤 铁 矿	65	31	4	— ^①	—	4.0×8.5
8	San Manuel	斑岩铜矿	23	42	28	— ^①	13.1	4.6×5.2
9	Thetford	石 棉 矿	30	25	25	20	—	7.6×7.6
10	Urad	斑岩铜矿	30	15	15	40	—	9.1×9.1
11	铜矿峪矿	斑岩铜矿						
	2 岩 组		50	24	12	14 ^②	—	—
	3 岩 组		60	22	8	10 ^②	—	—
	4 岩 组		78	14	6	2 ^②	—	—
	5 号矿体		70	13	7	10 ^②	—	—

注：①从曲线推出数据。

②设计预测值。

5.5 诱导方法的应用

对于岩体内裂隙不够发育、矿体比较稳固、水平应力很大的矿山，在决定采用矿块崩落法时，常常需考虑诱导措施，改善可崩性，促使矿体正常崩落。诱导方法分两大类：割帮预裂和在崩落矿块顶部打深孔爆破诱导。

5.5.1 预裂和割帮

预裂是在矿体(块)边界造成一个裂隙带，减弱水平应力对矿体崩落的影响。一般是在矿体(块)边界处按垂直距离50m左右(此距离视凿岩机能力定)布置预裂巷道。沿巷道中心打一排深孔，为保证预裂效果，炮孔上下应布置在一条直线上。随着拉底的推进，上下预裂孔同时爆破。Urad矿和Henderson矿预裂孔的孔径为76、100mm、孔距1.5m，预裂作用是成功的。

割帮是在矿体(块)边界处开凿分段巷道，沿分段巷道每隔25~30m布置垂直切割天井，然后进行深孔爆破，用留矿法采出一条切割槽。可见切割比预裂作用更大，它可以解除水平应力，破坏稳定拱的拱基，促进初始崩落和崩落活动持续向上发展。

斗后,才形成正常崩落。智利的Rio Blanco矿在最初阶段也采用了深孔爆破诱导崩落。日本神冈矿则由于爆破量很大,实际上成为分段崩落法与矿块崩落法的结合,或者也可称为强制阶段崩落法。

图2-5-13中的爆破顺序如表2-5-14所示。

爆 破 顺 序

表 2-5-14

爆 破 顺 序	爆 破 地 点	爆 破 工 程 量	大 致 时 间
①	横 槽	30m	3 天
②	I 拉 底	20排扇形炮孔	9 天
③	横 槽	20m	2 天
④	II 拉 底	33排扇形炮孔	13 天
⑤	横 槽	30m	3 天
⑥	III 拉底	53排扇形炮孔	18 天

第 三 篇

矿 山 防 治 水

第一章 矿床水文地质勘探程度要求

编写单位 长沙有色冶金设计研究院

兰州有色冶金设计研究院

江苏省冶金设计院

编写人 罗良经 段戊冬 徐吉华

1.1 矿床水文地质类型、特征及各类矿床应着重查明的问题

1.1.1 矿床水文地质类型的划分及各类矿床的主要水文地质特征

1.1.1.1 矿床水文地质类型的划分

矿床水文地质类型是指导矿床水文地质调查和研究,以便合理选择勘探方法、正确布置勘探工作、有效地防治与利用矿坑水的重要依据。地质矿产部1982年颁发的《矿区水文地质工程地质普查勘探规范》,根据矿床充水的主要含水层的类型,将固体矿床划分为以下三类:

第一类:以孔隙含水层充水为主的矿床,简称孔隙充水矿床。其矿床充水条件和矿坑涌水量的大小取决于充水岩层的颗粒成分、孔隙大小、胶结程度、埋藏条件及与地表水的水力联系程度。

第二类:以裂隙含水层充水为主的矿床,简称裂隙充水矿床。其矿床充水条件和矿坑涌水量的大小取决于充水岩层的裂隙发育程度、构造复杂程度以及与地表水的水力联系程度。

第三类:以岩溶含水层充水为主的矿床,简称岩溶充水矿床。其矿床充水条件和矿坑涌水量的大小主要决定于充水岩层的岩溶发育程度及分布和埋藏条件、矿区的构造复杂程度。本类矿床又划分为三个亚类:

第一亚类:以溶蚀裂隙为主的岩溶充水矿床;

第二亚类:以溶洞为主的岩溶充水矿床;

第三亚类:以暗河为主的岩溶充水矿床。

各类充水矿床根据矿层与当地侵蚀基准面及地下水位的关系,地表水体的影响程度,主要含水层和构造破碎带的富水性,补给条件,矿层直接顶底板隔水层的稳定性等影响水文地质条件复杂程度的因素,划分为三型:

第一型:水文地质条件简单的矿床

(1)主要矿体位于当地侵蚀基准面以上,地形条件有利于自然排水,矿床充水主要含

水层或构造破碎带富水性弱^①。

(2) 主要矿体位于当地侵蚀面以下, 附近无地表水体, 矿床充水主要含水层或构造破碎带富水性弱, 补给条件差。

第二型: 水文地质条件中等的矿床

(1) 主要矿体位于当地侵蚀基准面以上, 地下水位以下, 矿床充水主要含水层富水性中等, 区域补给条件好, 但地形条件有利于自然排水。

(2) 主要矿体位于当地侵蚀基准面以下, 附近无地表水体或虽有地表水体但对矿床充水影响不大, 矿床充水主要含水层的富水性中等, 构造破碎带不沟通地表水体及富水性强的含水层。

第三型: 水文地质条件复杂的矿床

(1) 主要矿体位于当地侵蚀基准面以下, 附近有地表水体并对矿床充水具有威胁, 矿床充水主要含水层和构造破碎带富水性强。

(2) 主要矿体位于当地侵蚀基准面以下, 矿床充水主要含水层富水性强, 补给条件好或构造破碎带沟通区域富水性强的含水层。

1.1.1.2 各类矿床的主要水文地质特征

1. 孔隙充水矿床的主要水文地质特征

(1) 矿体上部大面积覆盖着厚达数十米乃至上百米的松散沉积物。松散沉积物与下伏基岩构成双层结构的含水岩系——上部是富水的, 是矿区的主要含水层, 而下部是弱含水的基岩裂隙含水层。

(2) 上部松散沉积物多为富水的砂砾石层或细粉砂含水层与弱透水的亚粘土或粘土层交互成层, 因而导致垂直方向上渗透性能的不均一。

(3) 孔隙含水层埋藏浅, 多接近或暴露于地表, 一般汇水面积大、补给来源充沛, 在区域上具有良好的补给条件。砂砾石含水层本身一般都具有厚度大、含水性较均匀、分布范围广、贮水条件良好的特点。因此多数矿床水文地质条件复杂、矿区涌水量大。

(4) 矿体和含矿岩系构成下部弱含水的基岩裂隙含水层。其顶部由于风化剥蚀而使裂隙发育, 在水平方向和垂直方向上因裂隙发育不均一而导致富水性的不均一。裂隙发育程度随深度增加而明显减弱并过渡到含水下限。

2. 裂隙充水矿床的主要水文地质特征

(1) 矿体上下部均由坚硬或半坚硬岩石构成, 多数矿床的坚硬或半坚硬岩石均出露地表或其上覆盖着薄而零星分布的第四系松散沉积物。

(2) 裂隙含水层的富水性取决于岩石的风化和构造破坏程度及裂隙发育程度。一般这类含水层可以划分为风化裂隙含水带和构造裂隙含水带, 前者分布于上部, 后者则可以发育到较深部位。

(3) 上部风化裂隙含水带, 弱含水, 其深度一般由地表向下可达数十米, 而在地形低

① 矿床充水主要含水层的富水性可参考钻孔单位涌水量(q)和邻近类似条件矿井的正常排水量(Q)来划分:

富水性弱的, q 小于 $0.1 \text{ l/s} \cdot \text{m}$, 或 Q 小于 $5000 \text{ m}^3/\text{d}$;

富水性中等的, q 介于 $0.1 \sim 1 \text{ l/s} \cdot \text{m}$, 或 Q 介于 $5000 \sim 20000 \text{ m}^3/\text{d}$;

富水性强的, q 大于 $1 \text{ l/s} \cdot \text{m}$, 或 Q 大于 $20000 \text{ m}^3/\text{d}$ 。

注的沟谷地带可达近百米。含水性在水平和垂直方向上不均一,随着深度的增加而明显减弱。

(4)构造裂隙含水带,分布范围有限,空间形状不规则、厚度变化大、富水性不均一。充填和胶结情况较差的构造破碎带透水性较好,是地下水聚集的良好场所,富水性明显增强。

(5)这类矿床多产于分水岭及丘陵地带,水系发育,天然排泄条件良好,不利于地表水和地下水的汇集。一般矿床水文地质条件简单,矿区涌水量不大。

3.岩溶充水矿床的主要水文地质特征

(1)岩溶含水层在我国北方地区,一般多为溶蚀裂隙含水,而在南方则主要以溶洞含水为主,并常有暗河存在。

(2)厚大岩溶含水层溶洞和裂隙发育的特点,是在水平和垂直方向上的不均一,具有垂直分带规律:一般上部为强岩溶发育带——富水的;下部为弱岩溶发育带——弱含水的;在弱岩溶带之下为非岩溶带——不含水的。此外,北方中奥陶统马家沟灰岩,南方下二叠统阳新灰岩等含水层,由于岩性的变化常在其中夹有相对隔水层或弱含水层。

(3)富水带分布规律与岩溶发育的规律基本一致,一般易溶碳酸盐岩石的浅部、接触带、断裂破碎带、硫化矿床氧化带附近为强岩溶发育带,同时也是强富水带。岩溶充填率一般是浅部高,随深度的增加而降低。岩溶发育强烈、充填率低的地段,富水性明显增强。易溶碳酸盐含水岩石中的溶洞及溶蚀裂隙一般形成网络,水力联系密切,水力传递速度快,构成统一的动力体系。

(4)我国南方岩溶含水层及北方中奥陶统岩溶含水层一般具有分布广、厚度大、岩溶发育、富水性强等特点,矿坑涌水量比较大。岩溶水基本上以集中突水点的形式涌入井巷。

(5)矿坑涌水量受大气降水影响比较明显,动态变化较大。矿坑涌水量动态与降水动态基本一致,在裸露型岩溶矿区,降雨对涌水量影响极其显著,矿井涌水峰值滞后降雨峰值的时间极短,矿井涌水量季节变化系数极大,雨季最大涌水量可比旱季最小涌水增大数十甚至上百倍。

(6)在岩溶含水层抽、排地下水时,经常产生地面沉降、开裂、塌陷,易使水文地质和工程地质条件复杂化,并具有很大的破坏性。由于岩溶含水层一般透水性较强、水力传递快,当含水层厚度大、分布广、中间无隔水层阻隔时,疏干漏斗可以扩展很远,其危害性更大。

1.1.2 各类矿床应着重查明的水文地质问题

1.1.2.1 孔隙充水矿床

应着重查明含水层的岩性、结构、粒度、滚圆度、分选性、胶结程度、流砂层的赋存部位及其溃入矿坑的可能性和疏干的可能性,粘土层(包括夹层、透镜体)的厚度变化和分布规律,含水层之间、含水层与隔水层之间的组合关系。详细收集当地的水文、气象资料,查明降水和地表水对矿床充水的影响。

1.1.2.2 裂隙充水矿床

应着重查明裂隙性质、充填情况、发育程度、分布规律、风化裂隙带的发育深度、构造破碎带的分布情况。

1.1.2.3 岩溶充水矿床

以溶蚀裂隙和溶洞为主的岩溶充水矿床,应着重查明岩溶发育与岩性、构造等因素的关系,溶蚀裂隙和溶洞在垂直和水平方向的发育程度、分布规律、溶洞充填物的成分和充填程度以及富水性的变化规律。对以溶洞为主的岩溶充水矿床,应预测可能产生地面塌陷的程度、分布范围及其对矿床开采的影响。

以暗河为主的岩溶充水矿床,应着重查明洼地、漏斗、落水洞等的位置及其与暗河水系之间的关系,地表水与地下水相互转化情况,暗河水系的分布情况及其与矿床的关系,暗河水系的补给范围、补给量、补给方式及其与相邻水系之间的关系,暗河水的流向、流速及流量变化(特别是暴雨期间的流量)等。

1.2 矿床水文地质勘探程度要求

矿山设计之前,必须进行水文地质勘探,以查清矿区水文地质条件,正确预测矿坑涌水量。水文地质勘探工作应当按现行《矿区水文地质工程地质普查勘探规范》进行。矿山设计必须具备经矿产储量委员会审查批准的地质勘探报告(其中包括水文地质部分)或专门水文地质勘探报告。

不同防治水工程设计对水文地质勘探和资料的特殊要求,将在本篇以下有关章中分别谈及。以下根据我国矿山设计的经验,仅对影响矿床开发的几个水文地质问题,提出相应的勘探要求。

1.2.1 矿区水文地质勘探和研究的范围

任何矿区都处于某一特定的水文地质单元,矿区地下水都具有一定的补给、迳流、排泄条件和运动规律,而矿床所在区段,往往仅是这个单元的某一部分,它受整个水文地质单元,亦即区域水文地质条件的制约,特别是岩溶矿区,表现更为明显。如果水文地质勘探范围仅限于矿床分布地段,就不可能正确评价和查清矿区与区域水文地质条件之间的关系、矿区水文地质边界条件、各含水层之间的联系、地表水与地下水的水力联系及其对矿床开采的影响、岩溶塌陷矿区塌陷分布规律及对矿山建设的影响等等,从而也不可能正确地预测矿坑涌水量。在以往的水文地质勘探中,这样的教训是较多的。例如河北某铁矿的矿体底板为闪长岩隔水层,主要含水层马家沟灰岩为直接顶板。矿区东、西分别有隔水断层和闪长岩体起隔水作用,南部有隔水断层组成相对隔水边界,矿床北面8~10km以外,马家沟灰岩含水层因埋藏深、且被岩体频繁穿插,透水性极差,构成弱导水边界。矿区内灰岩透水性极强,钻孔抽水时,水位近似同步下降。1967年至1971年第一期水文地质勘探时,没有仔细分析和研究矿区和区域地质构造及其与水文地质条件之间的关系,仅在矿床地段投入了水文地质勘探和试验工作,结果未查清矿区南、北水文地质边界,得出了含水层透水性强,矿区南、北区域补给充沛,预计矿坑-100m阶段涌水量16万 m^3/d 的结论,提交的水文地质报告不能满足设计的要求。1971年至1973年第二期水文地质勘探时,总结了前段勘探的教训,将勘探和研究的范围,从矿床地段扩展到矿区和区域。加强了矿区和

区域水文地质条件的分析和研究,编制了区域、矿区和矿床的一整套水文地质图件。在矿区及其补给区、排泄区,南北长约25km范围内,对46个水点进行了系统的动态观测,抽水试验加大了规模,抽水孔利用南部试验孔5个,北部供水孔6个,观测孔14个,控制了自进水边界至天然排泄区的整个水文地质单元。通过上述工作,不仅进一步查明了矿区水文地质条件,还根据新发现矿区除有东、西隔水边界以外,还存在南、北阻水屏障等情况,重新预计-100m阶段矿坑涌水量仅 $5 \times 10^4 \text{ m}^3/\text{d}$,提高了涌水量预计的精度。

根据上述经验,对于岩溶矿区的水文地质勘探,应当注意下列要求:

(1)区域水文地质测量范围,必须包括矿区范围在内,具有补给、迳流、排泄区的完整水文地质单元。

(2)水文地质勘探和试验应有一定数量的勘探工程控制重要水文地质边界并了解矿区外围岩溶含水层的富水情况。

(3)必须加强区域地质和水文地质条件的研究,为了解地下水的补排条件、各含水层间的水力联系、矿坑充水因素和充水强度提供资料,并为矿坑涌水量计算以及地下水的防治等提供依据。

(4)在区域水文地质条件的研究中,应加强区域地下水动态的观测。为此,在勘探阶段,就必须建立观测孔(点)较多的地下水动态观测网。

1.2.2 关于矿体底板含水层的水文地质勘探

底板含水层可分为两类:直接底板含水层,是指与矿体底板直接接触的含水层;间接底板含水层,即位于矿体底板且被隔水层隔开的含水层。

底板承压含水层的水文地质勘探,是容易被忽视的问题之一。有的矿床在勘探时,把水文地质勘探的注意力全部集中在顶板含水层中,探矿钻孔穿过矿层后立即终孔。有的对底板含水层只投入极少勘探工程,以致在勘探结束后,无法评价底板含水层对矿床开采的影响,给矿山设计和建设带来很大困难。

例如湖南某磷矿矿床产于震旦~寒武系变质岩系中。区域性大断层使含矿地层覆盖于壶天灰岩含水层之上,使壶天含水层成为间接底板含水层,而在矿田中某矿段,含水层与矿层直接接触,构成直接底板含水层。勘探阶段对壶天含水层基本未作水文地质工作,对其水文地质特征和对开采的影响未进行论述和评价。目前磷矿开采需往下延深,该含水层将受到开采触动。根据邻近矿山的资料,揭露此含水层时,地面塌陷严重,而由于该矿区水文地质勘探程度不足,特别是壶天灰岩底板含水层的情况不明,无法预计开采延深后的矿坑涌水量、塌陷程度以及附近河水对开采的威胁等。这一系列问题都影响了深部矿体开采的进行,为此不得不补作水文地质勘探工作。

又如湖南某铁矿矿体顶、底板均为岩溶裂隙含水层。在矿体与底板活龙泉灰岩含水层之间为井冲砂页岩,厚度30m。但在勘探阶段将其划为相对隔水层,厚度误计为80m。地质勘探时,主要水文地质工作布置在矿体顶板大节湖灰岩含水层中,钻孔穿过矿体后即终孔,对底板含水层进行的水文地质工作极少,因而对矿体底板井冲砂页岩隔水层和活龙泉灰岩含水层无法确切评价。1970年批准了该矿的地质勘探报告后,据此作出了初步设计。设计中将井巷主要开拓工程布置在井冲层,确定疏干对象为矿体顶板大节湖含水层。在矿山基建过程中,当井巷工程在井冲层施工时,发生了多次底板活龙泉含水层突水,充分暴

露了原勘探报告对底板含水层勘探不足,为此决定对底板含水层进行补充水文地质勘探。至1976年4月,补勘工程穿越井冲层111次,证明其在0m标高以上,由于风化及构造破坏,岩石破碎,工程地质条件差,致使底板活龙泉灰岩地下水沿井冲层破碎带进入矿井,失去了隔水作用。对活龙泉含水层,钻孔揭露129次,岩溶率5.96%,作抽、注水试验47次。根据岩溶发育和含水性资料,将其划分为强、弱两个含水带。其中强含水带平均厚约48m,单位涌水量 $4.27 \sim 5.93 \text{ l/s} \cdot \text{m}$,渗透系数 5.34 m/d ,其岩溶发育及含水性指标远远超过矿体顶板大节湖含水层。由此证明,底板活龙泉灰岩含水层应为矿区主要含水层,它才是矿床开采时应疏干的主要对象。

类似上述因矿体底板含水层勘探和研究程度不足,而影响矿山设计和建设的情况,在辽宁某粘土矿等矿山也存在。为了吸取这个教训,避免这样的问题再次出现,应当高度重视对矿体底板含水层的勘探,在原则上可按下列两种情况区别对待:

(1)当含水层为矿体直接底板时,要求地质勘探钻孔穿过矿层之后,有一定比例的钻孔穿透底板岩溶裂隙发育带,所有钻孔均应进行简易水文地质观测,其它水文地质勘探、试验、物探等水文地质工作,可参照有关规程、规范进行。上述加深钻孔与地质勘探钻孔数量的比例,应视每一具体矿山的底板含水层稳定程度及其对矿床充水的重要程度而定。即底板含水层越不稳定和岩溶、裂隙及其含水性不均匀,对矿床充水影响越大时,加深钻孔的比例亦应大一些,反之可小一些。现行的《矿区水文地质工程地质普查勘探规范》,对不同矿床底板含水层钻孔加深剖面的条数作了明确规定,见表3-1-1。

不同类型矿床底板含水层钻孔加深剖面数(条)

表3-1-1

勘探阶段	孔隙充水矿床			岩溶充水矿床						
				溶蚀裂隙为主的充水矿床			溶洞为主的充水矿床			暗河为主的充水矿床
	简单	中等	复杂	简单	中等	复杂	简单	中等	复杂	复杂
初勘	1	1~2	2~3	1	1~2	3~4	1	2~3	3~4	根据具体情况确定
详勘	1~2	2~3	2~4	1~2	2~3	3~5	1~2	3~4	4~6	

注:1.表中所列剖面条数,系指大中型矿区或井田要求的数量,小型矿区和井田要求的条数可酌情减少。

2.表中所列详细勘探阶段的工作量,是指在初勘阶段工作量的基础上再增加的工作量。

3.表中的初勘和详勘阶段,是原来的提法。

(2)当含水层为矿体间接底板含水层时,除加深钻孔勘探与直接底板含水层的要求相同外,还必须加强对底板隔水层的研究,首先应全面收集、分析底板隔水层资料,查明其岩性、厚度、隔水性、工程力学性质及其在走向、倾向等方面的变化,其隔水性是否被导水构造破坏(受到破坏时,应查明导水构造的规模、产状、分布)等水文地质、工程地质条件,然后还必须结合矿床开采方式,综合评价底板隔水层在矿床开采中能否在底板含水层水头压力下保持稳定。若能保持稳定,即矿床开采确实不受底板承压含水层的影响,其它的水文地质勘探和试验要求可从简。反之,其要求与直接底板含水层相同。

1.2.3 关于隔水层的勘探和研究

水文地质条件复杂的矿床或需要进行疏干的矿床,查明区域和矿区岩、土的隔水性及

其特征,合理地划分出隔水层,同时将其反映到各种水文地质图件上,这也是矿区水文地质工作的最基本任务之一。不查清区域和矿区隔水层的状况,会给矿山防治水带来以下影响。

影响矿山地下水治理方案的确定:疏干浅部截流、防渗帷幕、底板含水层降压、顶板含水层疏干、地表水处理等方案制定的正确与否,都与隔水层的查明程度密切相关。例如凡口铅锌矿因查明了壶天含水层下部的隔水层,使南截流巷道取得了良好的效果;湖南某铅锌矿防渗帷幕因设计前对隔水层分布没有查清,施工后使帷幕长度增加了230m(增加的长度为原设计长度的79%);湖南某铁矿因底板隔水层的隔水性未查清,使设计的主要疏干对象发生了改变;红岩煤矿红岩井田因查清了栖霞组顶部存在厚39.4m的相对隔水层(其中约有10m为隔水层),可节省对河水处理的大量工程。

影响矿坑涌水量的预测:预测值是否正确,与矿区水文地质边界条件是否查清密切相关。例如凡口铅锌矿由于设计前查清了矿区北部、西部的隔水和相对隔水边界,使预测的矿坑涌水量接近于实际值;山东某铁矿侯庄矿区,在查清南部边界以后,才发现原先预测的矿坑涌水量 $23 \times 10^4 \text{ m}^3/\text{d}$ 系严重偏大值,经落实,其值仅为 $5 \times 10^4 \text{ m}^3/\text{d}$ 左右。

影响陷塌的预测和防治:预测和防治的可靠程度往往与隔水层的查明程度关系极大。例如凡口铅锌矿查明了上泥盆统帽子峰组砂页岩,中、下泥盆统桂头群砂页岩等地层的隔水性及其分布并确定北部隔水边界后,塌陷范围的预测及防治便有了可靠的依据。因此,合理地将选厂、机修厂、火车站等一系列重要建、构筑物置于可靠的非塌陷区,赤石径水库虽离矿区很近,但位于北部隔水边界以外,对其亦可不进行处理。

为此,对隔水层勘探和研究的要求,也应象对待含水层那样,给以同样重视。要通过各种勘测手段取得各方面的资料,对其进行地质和水文地质的综合分析研究,查明有关隔水层的各种特征,而不能仅凭岩性和个别地面露头下结论。具体要求如下:

- (1)查明区域和矿区各隔水层的岩性、厚度、隔水性及其变化;
- (2)详细说明各隔水层的划分依据;
- (3)查明各隔水层在平面和剖面上的分布,当某隔水层对矿床开采具有重要水文地质意义、其划分单位与地层层位不一致时,要在水文地质平面和剖面上单独圈出;
- (4)当矿床底板隔水层以下存在另一承压含水层时,其要求见本章1.2.2;
- (5)当矿床顶板隔水层以上存在另一含水层或地表水体时,还应查明顶板隔水层是否被构造破坏、被破坏的具体地段及对矿坑充水的影响,查明隔水岩层的工程地质特征,包括隔水岩层在内的所有顶板岩石的容重、碎胀系数、抗张强度等物理力学参数。

1.2.4 岩溶和裂隙含水层的空间分布

许多矿山的岩溶和裂隙含水层,例如含水层、接触含水带、破碎含水带、断裂含水带等,其含水层、带的界线,并不一定与地质、构造、岩性的界线完全一致,厚度较大的碳酸盐岩或其它裂隙地层,常可划分出强含水带、弱含水带及隔水带。查清这些含水体的空间分布形态及含水性的变化,并将其反映到各种水文地质图件上,是矿区水文地质勘探最基本的任务之一。这些图件是矿山防治水设计中工程布置的直接依据。不论矿床水文地质条件复杂与否,这些含水层都可能成为矿井突水的因素。为了保证矿井建设和开采的安全,必须确定恰当的疏干或探水方案,合理地布置疏干、探水工程及地下水观测网点,以

便井巷或采矿活动触及这些水体之前,有计划、有步骤、有控制地疏放地下水,把水位降低到安全高度以下。

对查明岩溶和裂隙含水层空间分布的要求:

(1)要查明含水层的空间分布形态,最重要的是必须依赖地质勘探钻孔(不足时还必须增加水文地质钻孔),切实做好钻孔简易水文地质观测。在简易观测中,除做好一般常规项目外,还应根据需要进行适当的注水、压水、简易抽水试验、水文物探测井和测漏等测试工作。如果脱离这一基础,仅凭几个抽水试验和一般地层、岩性资料来划分岩溶和裂隙含水层,是不可靠的。

(2)厚大岩溶含水层,应综合岩溶发育和充填程度、钻孔简易水文地质观测、抽注水试验等资料,划分出强含水带、弱含水带及隔水带;裂隙含水层应划分出风化裂隙含水带、构造裂隙含水带;同时必须将这些含水带界线反映到各水文地质勘探剖面上。

(3)要提供足够的水文地质剖面,清楚地反映岩溶和裂隙含水层的空间分布形态。各类矿山应提交剖面的数量,决定于含水层形态的复杂程度。形态复杂时,要求提供的剖面数量较多;反之,要求提供的剖面数量可少些。

1.2.5 岩溶矿区勘探对塌陷的预测

岩溶矿区因抽排地下水使地面发生沉降、开裂、塌陷的矿区日益增多,塌陷的规模日益增大,塌陷对矿山建设的危害也日益严重,目前已成为我国南方岩溶矿区的普遍问题,并构成了矿床开采中的严重障碍。

岩溶矿区塌陷对矿山设计和建设的危害极大,主要表现在恶化矿区工程地质条件,使矿区总图布局 and 建、构筑物基础处理复杂化;对矿区附近已建的工业、交通及民用建筑物有很大的破坏性,同时恶化矿坑充水条件,从而增大地表水对矿井的威胁;塌陷还可能使区域环境和农田受到破坏。

在矿井设计建设前,如果对塌陷及其危害没有正确的认识,就可能在设计发生一系列失误:对分布于塌陷区的井筒、井塔及附属的卷扬机房基础不考虑塌陷的因素,将重要的厂房和工业设施如选矿厂、压风机房、变电所、铁路专用线布置在可能的塌陷区,矿坑充水因素既不考虑塌陷后地表水对矿井涌水量的影响,也不制定必要的地面防水措施,在矿区附近可能的塌陷区内有居民集中的城镇、大型工厂、国家主干铁路、大型水坝等建筑物时亦不考虑塌陷对它们产生的危害后果等等;相反地,在不可能出现塌陷的矿区,就会无谓地增加各种各样的塌陷处理措施。以上两方面的设计失误,其后果都可能是极严重的,最终都将浪费巨额投资、贻误矿山建设时间、降低矿山建设的经济效益。

由于水文地质勘探和研究程度不足,对塌陷评价错误或不准确,或者由于设计者缺乏经验,使矿山建设遭受损失的例子很多。

例如湖北某铜矿,1966年在基本上没有进行水文地质工作的评价报告基础上开始建设,1969年选厂建成、井下开拓出四个阶段,花费基建投资1600万元。矿山基建中发现水文地质条件复杂,于1973年补充水文地质勘探,揭示了矿区塌陷问题,随后塌陷发展到河床及其两岸,造成河水倒灌,使矿井涌水量大量增加,造成矿山亏损,而且矿井安全得不到保证,矿山被迫于1978年关闭。

湖南某铅锌矿,勘探阶段塌陷问题虽已暴露,但对塌陷后矿区附近的河流对矿井充水威

胁的严重程度认识不足。1968年雨季,河水泛滥淹没塌陷区,并大量灌入地下,矿带边界水位回升109m,几乎使矿井淹没。为了保证开采安全,迫使矿山于1971年改变矿床疏干方案为防渗帷幕治水方案。

类似上述因矿山建设前对塌陷的认识不足而使矿山建设受到危害的例子较多,为此,在今后的矿区水文地质工作中,应特别注意对塌陷的勘探和研究。具体要求如下:

(1)查明矿区预计的最大疏干漏斗范围内第四系松散层岩性、厚度及其水文地质、工程地质特征。

(2)查明矿区预计的最大疏干漏斗范围内岩溶含水层岩溶,裂隙的发育规律,各岩溶含水层间的水力联系及水文地质特征。当区内第四系地层发育时,应采用物探并配合少量浅钻,掌握第四系地层的分布状况和岩溶发育规律,以制作第四系地层等厚线图和基岩分布图。

(3)查明矿区预计的最大疏干漏斗范围内隔水岩层的岩性、厚度、分布及隔水性。

(4)查明矿区预计的最大疏干漏斗范围内,覆盖于岩溶含水层之上的其它非可溶性岩层的结构及其工程地质性质,论证其作为盖层塌陷的可能性。

(5)通过大流量、大降深抽水或放水试验,充分揭露矿区塌陷的内在矛盾。

(6)综合分析以上资料,论述矿区覆盖于岩溶含水层之上各地层的稳定性,说明区内第四系松散层和其它结构受到破坏或胶结不太紧密的基岩塌陷的可能性及塌陷程度。在此基础上,根据区内地层的水文地质、工程地质特征,制作矿区预计的最大疏干漏斗范围内塌陷预测图。在此图上,要按可能产生塌陷的程度分区。

(7)在以上资料的基础上,论述和评价矿井排水塌陷后,对矿床开采和整个矿山建设的影响。当预计的塌陷范围内有重要建筑物和较大的居民建筑群时,也应实事求是地评价塌陷对它们的危害。

1.2.6 流砂层的勘探和试验

流砂是土在水的作用下的一种物理地质现象,又称流土或土的液化。最易形成流砂的土有砂(尤其细砂)、粉砂、亚砂土及亚粘土等。特定条件下,含卵砾石的砂和淤泥也可能形成流砂。

流砂给矿山建设和开采带来很大困难,流砂突然大规模的崩溃,往往会给矿山造成严重的破坏和影响。

在露天矿山的基建和开采中,流砂层的流动会使露天矿边坡坍塌破坏。流砂层承载力很低,给大型采掘、运输机械作业带来很大困难。为了使露天矿边坡稳定,需对流砂层进行疏干,但疏干又引起地面沉降、塌陷和倾斜,造成深井和直通式放水孔井管弯曲以及其它设施的破坏。

在地下开采的矿山中,流砂会给井筒的施工带来困难。如果矿层直接顶板为流砂层时,在施工和生产过程中,流砂会突然溃入坑道,甚至淹没整个矿井,常常给矿山带来灾难性的后果。当矿体顶板以上存在流砂层,采矿后形成的冒落带或导水裂隙带与其沟通后,流砂也会溃入坑道,影响生产,甚至造成坑道报废。开采有流砂层的矿层,会使矿石和废石的含泥率增高,降低矿石质量并给矿山采剥和运输工作带来种种困难,这就会降低生产效率,缩短设备寿命,增加矿石的生产成本。

在流砂区进行工程建设和矿山开采时,一般常采用以下方法克服流砂的危害:

利用超前工作面的支护来掘进地下工程,同时采取疏干措施,降低地下工程周界上的地下水位;

采用特殊方法掘进地下井巷工程;

采用疏干法来治理流砂,是我国矿山目前最常采用的方法,如姑山铁矿、新浦磷矿、舒兰煤矿等;

当矿体上方存在间接顶板流砂层时,采用保护顶板的开采方法;

在疏干明沟靠流砂层一侧设置反滤层,在降水孔中设置合适的过滤器。

对流砂层的勘探和试验要求如下:

(1)查明流砂层的埋藏条件、分布、厚度及其变化,提供流砂层顶、底板等高线图。

(2)通过试验,提供流砂层的颗粒分析、容重、含水量、塑限、液限、最大分子水容度、饱和度、不同含水量时的粘聚力和内摩擦角、抗压强度、压缩试验等资料。必要时,还必须提供野外原位载荷和抗剪试验资料。

(3)通过疏干试验,论证流砂层疏干的可能性,疏干后地面沉降的可能性,并预测地面沉降值。

(4)通过疏干试验,为降水孔选择合适的过滤器提供依据。

(5)当矿体上方间接顶板覆盖流砂层时,评价流砂层对矿床开采的影响。适于露天开采的矿山,要评价流砂层对露天边坡的影响。

1.2.7 地表水与地下水的水力联系

地表水与矿区地下水是否有水力联系、联系的密切程度及其对矿坑充水的影响程度,是矿区水文地质勘探中要解决的重要问题,也是决定矿床水文地质条件复杂程度和矿山防治水设计难易程度的重要因素。因此,在勘探阶段查明地表水与地下水的联系状态十分重要。在过去的矿山建设中,由于设计和设计前对地表水与矿床地下水水力联系的严重性认识不足而影响矿山建设的情况时有发生。如水口山铅锌矿、湖北叶花香铜矿和广西西顶铅锌矿等许多矿山,都是在矿山基建和生产之后,才发现和认识到附近地表水对矿床开采的严重危害,都不同程度地影响了矿山基建或生产安全、正常地进行。

地表水与地下水联系的途径可能有如下几种主要形式:通过一个或几个含水层发生联系;通过某导水构造如断裂带、接触带发生联系;岩溶矿区,当基岩裸露时,通过裂隙、溶洞、落水洞等发生联系;当岩溶被第四系松散层或其它软弱地层覆盖时,通过矿井排水产生的塌陷发生联系;在第四系砂砾层发育时,通过砂砾含水层侧向联系;还有的可能是通过顶板岩石崩落以后产生联系等等。地表水与地下水发生联系的渗漏特征则可能存在渗透和管道联通两种形式。显而易见,只有查清这些情况,才能有的放矢地给以治理。

综合过去的设计经验,当矿区附近存在地表水时,一般应做好如下几方面的工作:

(1)对地表水的规模、动态进行实地调查和测量(地表水体的规模,其内容包括河流的汇水面积、流量、河面宽度,水库和湖泊的汇水面积、库容、水域面积;地表水的动态即上述那些数值在不同年限、不同季节的变化),同时要调查、测量历史上的最高值、水域范围(正常值、最高值和最低值)要在平面图和剖面图上给以表示。

(2)当河水流量较大,流量测量误差可能超过两比较断面的渗失量时,应使用两种以

上方法求得河流的漏失量,以便进行分析对比。

(3)要查明地表水与地下水发生水力联系的途径,包括查明地表水具体的渗漏地段以及由渗漏地段至矿床之间造成两者联系的渗漏特征。

(4)在勘查地表水与地下水的联系时,不但要查明天然状态(开采前)下的状况,而且要论证、预测开采后的状况,这样才能真正达到规范中查明地表水对矿床开采影响的要求。

(5)在勘查和论证地表水与地下水的联系程度及其对开采的影响时,应当有量的概念。在岩溶塌陷矿区,要提出具体数值比较困难,但预测一个区间数值还是可能的。这就必须根据区域和矿区水文地质特征、岩溶发育情况,预测的塌陷规模、程度和规律,地表水渗漏地段至矿床之间的距离,渗漏途径上地下水的运动特征,矿床埋藏深度,地表水体规模及季节变化等因素,再参考类似矿山的实际经验来类比预测。

(6)在评价地表水与地下水的水力联系时,不能仅凭一般地质和水文地质的理论分析和推测,必须对河床地层性质和透水性进行详细了解和研究,并应有充分的工程、试验(如抽水试验、连通试验)以及其它动态测试资料的证实。

1.2.8 矿坑涌水量的预测

矿坑涌水量是矿山排水和矿床疏干设计的重要依据。矿坑涌水量数值,影响矿山基建工程和投资的规模、矿石生产成本和矿山生产经济效益的高低,在水文地质条件复杂程度中等以上的矿山,还影响着矿山治水方案的确定。

例如山东某铁矿,主要含水层为中奥陶统马家沟灰岩含水层,含水极丰富。在补充水文地质勘探前,因投入的水文地质工作量不足,得出了矿区水文地质条件简单、矿坑涌水量不大的结论。1967年据此进行设计并开始基建,设计只按一般矿山考虑了排水措施。矿山基建花费2000万元,建设初具规模时,发生了淹井事故,证明矿区水文地质条件复杂,被迫于1971~1975年进行补充勘探。通过大流量、大降深的坑道放水试验,预测矿坑涌水量高达 $40 \times 10^4 \text{ m}^3/\text{d}$,为此迫使将矿山疏干排水方案改为防渗帷幕方案。

又如广东某铜矿主要含水层为中石炭统黄龙灰岩,系矿床直接底板含水层。勘探阶段抽水试验最大水位降低3.23m(流量69l/s),据此预计矿坑最大涌水量 $2.8 \times 10^4 \text{ m}^3/\text{d}$ 。矿床疏干设计依据这一资料,施工15口深井即可满足采矿对水位降低的要求。但在水文地质补充勘探中,13台深井泵联合抽水试验时,总抽水量 $51500 \text{ m}^3/\text{d}$,中心水位降低仅15.57m,由此预测最大涌水量为 $132000 \text{ m}^3/\text{d}$,需净增37口深井才能满足水位降低的要求。

矿坑涌水量预测的要求如下:

(1)在矿坑涌水量预测之前,必须先查清矿区水文地质条件(特别是矿区的水文地质边界条件,矿区地下水的补给、迳流、排泄条件,含水层性质、厚度、埋藏特征及其具有代表性的水文地质参数,地表水与地下水的水力联系状态,地下水的动态变化特征等等)和矿坑充水因素,然后再结合矿床开采方法,选择合适的计算方法和公式。这是矿坑涌水量预测可靠性的基本保证。

(2)为达到上述要求,在矿床勘探阶段,就应当根据矿区可能采用的涌水量计算方法,合理布置和调整水文地质勘探工程和试验,以使其满足涌水量计算的要求。例如用相

关分析法、曲线外推法时,要求抽水试验的落程多一些,水位降深大一些;用解析解、数值解及模拟实验法时,都要求边界条件清楚,观测孔、边界控制孔则应适当多一些,等等。

(3)矿坑涌水量预测的项目,当矿区水文地质条件简单时:露天开采矿山,只需计算某一标高以上一个或几个阶段的矿坑涌水量,包括地下水涌水量和降雨迳流量;地下开采矿山,除需计算基建开拓各阶段涌水量以外,还需计算竖井、斜井井筒的涌水量。当矿区水文地质条件在中等复杂程度以上,而矿山又需设计疏干防水措施时,不论是露天或地下开采的矿山,除要求分别计算上述项目外,还需计算各阶段相应的地下水静储量。

(4)地下开采某一阶段或露天开采某一标高的矿坑涌水量计算,一般都应包括正常涌水量和最大涌水量。按照设计部门的计算方法,阶段涌水量和露天采矿场涌水量一般均由地下水涌水量和降雨汇集的水量组成。即阶段涌水量为地下水涌水量与降雨渗入量之和(当矿床开采后,冒落带或导水裂隙带发展到地表时计算,否则其值为零);露天采矿场涌水量为地下水涌水量与降雨迳流量之和。

(5)当矿区水文地质条件适合两种以上计算方法时,应分别计算,同时要对计算结果进行分析对比,并提出推荐的计算结果。

(6)涌水量预测方法和公式及参数选择的根据,应在地质勘探报告中叙述清楚,计算表格和图件应齐全,以便在设计时结合矿床开采的具体情况作计算调整。

1.2.9 大水矿床的水文地质勘探

目前对大水矿床并未给定一个确切的含义。这里指的是矿井涌水量(不包括地下开采时崩落区降雨渗入量和露天开采时降雨迳流量)每日达数万 m^3 、水文地质条件复杂的矿山。在我国南方,这类矿山绝大多数为岩溶充水矿床,如石炭铜矿、凡口铅锌矿、叶花香铜矿、云浮桥硫铁矿、乐华锰矿等等;在北方,除岩溶充水矿床以外,还包括一部分第四系孔隙充水矿床,如张马屯、中关、王窑、黑旺、顾家台、司家营南区诸铁矿。

上述大水矿山的水文地质特点,决定了这类矿山水文地质勘探的难度必然超过其它矿山,要求使用更多的水文地质勘探、试验工程量和测试手段,整理和制作更多的图件和资料,并据此作更全面、严谨的分析和推断。本节中所谈到的影响矿床开发的主要水文地质问题,在这类矿床中都可能遇到。以下只着重说明大水矿床水文地质勘探中对抽水试验的要求。

抽水试验是查明矿区水文地质条件、确定含水层的含水性、预测矿坑涌水量的重要手段。大水矿床抽水试验的质量,在很大程度上又决定于抽水量、水位降低值是否够大,观测孔是否够多,抽水时间是否够长。因此大水矿山的抽水试验,一般都要求作群孔抽水试验,采用大孔、多孔和抽水能力很强的设备,即大流量、大降深的群孔抽水试验,或采用坑道放水的形式。

1.3 矿区水文地质资料的评价

矿区水文地质资料是矿山设计的基础资料。其内容是否齐全、结论是否正确、数据是否可靠,决定着矿床疏干和防排水设计的优劣和成败。当矿区水文地质条件构成影响矿山

建设的主要因素时,还可能造成对整个矿山设计和建设的严重影响。此外,水文地质专业与地质专业同样,是矿山设计中的先行专业。这个专业在设计中依据的水文地质资料及由此加工所出成果是否可靠,也影响其它专业如采矿、矿机、土建、总图、技经等许多专业设计工作的开展。所以在设计之前,对矿区水文地质资料要进行全面分析和评价。

为了作出正确的评价,首先应仔细阅读、掌握地质报告中有关的地质、水文地质资料,然后要研究矿产储量委员会审批地质报告的结论和评审意见,并结合矿山和建设的要求,分析存在问题对矿山设计和建设的影响,最后要作出能否满足设计要求的结论。不能满足时,还必须提出补充水文地质资料或勘探的要求。

水文地质资料评价的一般内容如下:

- (1)是否达到本章1.2节所述主要水文地质问题的勘探和研究的要求;
- (2)各种水文地质工程、试验的数量和质量是否达到了相应规程、规范的要求;
- (3)各种水文地质测绘的范围、质量是否满足规定的要求;
- (4)各种水文地质图件的制作是否达到了质量和精度的要求;
- (5)简易水文地质观测的数量和质量是否符合有关规定的要求;
- (6)矿坑涌水量计算公式选择是否合适,参数选择是否具有代表性,计算结果是否可靠;
- (7)专门水文地质报告或地质报告中水文地质部分文字、图纸、附表是否齐全,它们所反映的内容相互是否吻合。

第二章 一般矿山和砂矿设计水文地质工作

编写单位 长沙有色冶金设计研究院

黑龙江省冶金设计院

化学矿山规划设计院

马鞍山钢铁设计研究院

编写人 罗良经 傅瑞时 孙增辉 刘春如

矿山设计水文地质工作的内容和复杂程度,取决于水文地质条件的复杂程度。水文地质条件复杂的矿山(包括一部分水文地质条件中等的矿山),往往需要采取预先疏干、防渗注浆和较多的地面防水措施,其设计工作内容较多、复杂程度较大,在本篇其它各章将分别予以专门介绍;水文地质条件比较简单的矿山(以下称一般矿山),一般不需采用上述措施(即使需采用地面防水措施,其工程量也较少),其设计工作内容较少,复杂程度较低,本章即介绍这类矿山的设计水文地质工作内容。

热水矿山和砂矿也可分为比较简单和比较复杂的两类,前一类矿山设计的水文地质工作内容亦归入本章,后一类矿山设计的水文地质工作与前述水文地质条件比较复杂的矿山大同小异,可参照其它各专章进行。

2.1 一般矿山和砂矿设计所需水文地质资料

2.1.1 一般矿山设计所需水文地质资料

2.1.1.1 文字资料

- (1) 区域和矿区地质构造及其对矿区水文地质条件的影响;
- (2) 区域和矿区含水层的岩性、厚度、产状、分布、埋藏特征、静止水位及渗透性、含水性,各含水层间的水力联系及动态变化,岩溶及裂隙含水层岩溶、裂隙发育程度和分布规律;
- (3) 各含水层地下水的物理及化学特征;
- (4) 区域和矿区隔水层的岩性、厚度、产状、分布,及其隔水性和稳定性;
- (5) 矿区所处水文地质单元的水文地质边界条件,地下水的补给、迳流、排泄条件;
- (6) 与矿床开采有关的断裂及构造破碎带的规模、产状、分布、充填和胶结情况,充水及导水程度以及对矿床开采的影响;
- (7) 老窿分布的范围、深度及互相连通情况,老窿积水状态及老窿水补给来源、补给量及对矿床开采的影响;
- (8) 区域和矿区附近地表水体的基本特征及其与各含水层地下水的水力联系程度和

对矿床开采的影响；

- (9) 矿坑涌水量预测资料；
- (10) 露天采矿场边坡稳定性评价资料；
- (11) 矿体及其顶底板围岩的稳定性评价资料(包括矿石和围岩的物理力学性质资料)；
- (12) 区域和矿区一般性的工程地质资料；
- (13) 矿区主要水文地质及工程地质问题的结论性意见及对开采的防水、治水、排供结合、综合利用、防止污染等方面的建议。

2.1.1.2 图件

- (1) 区域水文地质图(比例尺1:50000或1:25000,一般与区域地质图相同)；
- (2) 矿区水文地质图(比例尺1:2000~1:5000,一般与矿区地质图相同)；
- (3) 矿区水文地质剖面图(比例尺1:1000~1:2000,一般与矿区地质剖面图相同)；
- (4) 抽水试验综合成果图；
- (5) 矿区钻孔简易水文地质观测成果综合对比图；
- (6) 坑道水文地质图(比例尺1:200~1:500,一般与坑道地质图相同)；
- (7) 矿坑涌水量计算图；
- (8) 地下水等水位线或等水压线图(必要时提供)；
- (9) 岩溶分布图(必要时提供)；
- (10) 塌陷预测图(岩溶矿区产生塌陷时提供)；
- (11) 矿区工程地质图(比例尺一般与矿区水文地质图相同,工程地质条件简单的矿区可与矿区水文地质图合并,必要时单独提供)；
- (12) 矿区工程地质剖面图(比例尺1:1000~1:2000,一般与矿区水文地质剖面图相同)。

2.1.1.3 附表

- (1) 钻孔分层静止水位一览表；
- (2) 钻孔抽水试验成果统计表；
- (3) 钻孔简易水文地质观测成果统计表；
- (4) 风化带、构造破碎带、含水层厚度综合统计表；
- (5) 老窿调查资料表；
- (6) 地下水和地表水动态观测成果表；
- (7) 钻孔封孔情况一览表；
- (8) 岩溶资料统计表；
- (9) 矿坑涌水量计算成果表；
- (10) 水质分析综合成果表；
- (11) 岩、土试验和分析成果表；
- (12) 矿区物理地质现象调查综合成果表。

对一般矿床,当矿体位于侵蚀基准面以上、可以采用平硐自流排水、且水文地质条件极简单时,上述资料要求可以从简。

2.1.2 热水矿山设计所需水文地质资料

热水矿山系指地热异常和地下热水涌入矿坑而造成热害的矿山。所需资料除本章2.1.1所列以外,尚需以下资料。

2.1.2.1 文字资料

(1) 区域地质构造、矿区地质构造,特别是新构造运动对地热异常及热水形成的影响。圈定地热异常区,分析地热异常原因及地热和热水构造类型;

(2) 对地热异常区所有的地质勘探孔、水文地质孔进行测温,测定和计算矿区地下年恒温带的深度和温度,平均地温梯度;

(3) 测定热异常区矿层及其顶底板岩石的热传导系数、比热、导温系数等热物理参数;

(4) 阐明热水的形成、聚集、运移条件,查明热水的温度、水质及其随深度的变化;

(5) 热水水质分析除常规项目以外,还应测定是否含有 H_2SiO_3 、F、Rn、Mo、Ge、W、Br、I、Li、Ba、 HBO_3 、Fe等特殊成分,以及 N_2 、 O_2 、 CO_2 、 H_2S 、 CH_4 等气体成分;

(6) 对热水的危害程度作出评价,并指出热水进入矿坑的可能途径;

(7) 矿区同时有冷水及热水分布时,应阐明冷、热水的水力联系及分布规律,阐明各自的水文地质特征,提供相应的水文地质参数,并分别预测涌水量;

(8) 当矿区热水含有可供利用的有用组份时,应查明其含量。

2.1.2.2 图件和附表

1. 图件

(1) 区域水文地质图(附构造纲要和热异常分区);

(2) 矿区水文地质图(附构造迹线和热水异常点分布);

(3) 测温钻孔简易水文地质观测综合柱状图(图上应标出不同深度的测温数据);

(4) 地温或水温剖面图(剖面数量应能反映矿区地温或水温异常的分布规律);

(5) 不同开采阶段(水平)等温线图;

(6) 热水中二氧化硅、氟、氧离子含量等值线图。

2. 附表

(1) 热水水质分析成果总表(包括特殊成分及气体成分含量分析成果);

(2) 钻孔测温成果一览表;

(3) 地温、水温长期观测成果总表;

(4) 矿坑冷水及热水涌水量计算参数及成果表。

2.1.3 砂矿开采设计所需水文地质资料

砂矿床赋存于第四系松散堆积物中,埋藏浅,水文地质条件及其它开采技术条件直接

受气象和水文因素的影响。不少砂矿床沿地表水体附近或在地表水体之下呈长带状分布,矿床水文地质条件有其特殊性。砂矿床开采设计所需水文地质资料除本章2.1.1所列以外,尚需根据不同矿床类型补充下述资料。

2.1.3.1 冲积砂矿床

1. 气象资料

- (1) 不同季节的主导风向、平均风速及最大风速;
- (2) 历年气温月平均、年最高、年最低值,历年负温度出现的月份和天数;
- (3) 降霜、降雪、结冰、雷暴初终日,历年积雪出现的月份和天数,积雪年平均及最大厚度,全年生雾的月份和天数,最大雾罩时可见距离;
- (4) 相对湿度的平均、最高、最低值;
- (5) 年最高、最低、平均降雨量,历年月平均降雨量,雨季出现的月份和天数,暴雨出现的月份和强度(小时和日最大降雨量);
- (6) 年平均蒸发量值、月最大值。

2. 水文资料

(1) 流经矿区的所有地表水(主流、支流及常年流水的小溪)均应提供开采区段上、中、下游的水文观测资料(水位、水面宽、水深、流速、流量)。除实测成果之外,还应统计出月和年的最大、最小及平均值。观测时段不得少于一个水文年。水文观测断面位置的确定,应考虑矿区地貌、构造、岩性变化及主矿体的分布情况;

(2) 历年最高洪水位、常年洪水位、常年枯水位、历年最低枯水位及相应这些水位的水域分布范围;

(3) 采区附近湖泊、水库等的蓄水能力、动态变化。可作为供水水源时的最大、最小供水量。

3. 水文地质资料

- (1) 矿区第四纪地质及地貌图(比例尺与矿区地质图相同);
- (2) 矿砂含水层等水位(压)线图(比例尺与矿区水文地质图相同);
- (3) 矿砂第四系含水层底板等高线图(比例尺与矿区水文地质图相同)。该图在矿砂含水层为潜水时提交,若为承压含水层,则应提交矿砂含水层等厚线图;
- (4) 提供的矿层和围岩含水层的水文地质参数,应能反映其在矿区各矿段、各地貌单元的变化;
- (5) 矿层及其顶底板砂层的水上和水上天然休止角;
- (6) 矿体底板的横向和纵向坡度及其变化;
- (7) 矿砂层的含泥量、含巨砾规格及各级巨砾率;
- (8) 当矿砂层中存在质地坚硬的胶结层时,应查明其岩性、厚度、分布、埋藏特征及物理力学特性。

2.1.3.2 海滨砂矿床

- (1) 历年台风风向、风级,每年台风出现的月份和次数;
- (2) 海浪一般爬岸标高、最大爬岸标高及大浪淹没范围;

(3) 海水潮汐活动规律: 包括平均海水面标高、每月大潮潮期及每日涨潮和退潮时间等。潮位资料要求可以石岛锆英石矿为例(见表3-2-1)说明;

石岛锆英石砂矿潮位资料表

表 3-2-1

年 份	潮 位 及 潮 差 (m)											
	平均高潮潮位	平均低潮潮位	平 均潮 差	大潮平均高潮	大潮平均低潮	大潮平均潮差	小潮平均高潮	小潮平均低潮	小潮平均潮差	最高高潮潮位	最低低潮潮位	最大潮差
1955	2.92	1.19	1.73	3.20	0.54	2.66	2.56	1.91	0.66	3.54	-0.16	3.70
1956	2.91	1.17	1.74	3.24	0.60	2.64	2.53	1.71	0.82	3.58	-0.05	3.95

(4) 在垂直海岸的地质和水文地质剖面图上均应标出海水面和最高涨潮线;

(5) 靠近海岸的抽水试验, 要求水位降低到海平面以下, 抽水稳定时间不少于12h;

(6) 预测矿床开采后海水混入使近岸含水层遭受污染的可能性。

2.1.3.3 岩溶充填砂矿床

充填在岩溶空间以及矿层底板为岩溶化地层的砂矿均属此类。

(1) 查明储矿岩溶漏斗、溶洞或砂矿基底岩溶形态, 预测矿床开采时矿砂经岩溶通道流失的可能性; 预测因疏排水引起地面塌陷的可能性、塌陷程度和范围;

(2) 查明并预测矿床开采前后矿砂含水层及其围岩岩溶含水层的水文地质特征及不同含水层间的水力关系(特别是开采后岩溶含水层对矿砂含水层的地下水补给量或吸收量);

(3) 矿层赋存于暗河沉积物中的砂矿区, 应查明暗河行迹、充水情况, 暗河水动态变化, 暗河对砂矿开采的影响;

(4) 岩溶充填砂矿的区域或矿区水文地质图, 其范围应包括砂矿所处岩溶含水层的完整水文地质单元。水文地质剖面图应能反映砂矿顶部各含水层及对采矿有影响的底板含水层的水文地质特征。

2.1.3.4 常年冻土区砂矿床

(1) 矿区范围内常年冻土垂直构造类型(衔接多年冻土或不衔接多年冻土), 水平分布特征(包括整体、片状、岛状、星点状等各类冻土的分布面积及在矿区不同地段所占比例)和埋藏条件;

(2) 含矿层底板以上不同深度、不同时期的地温变化, 历年各月最大冻结深度和最大融解深度;

(3) 阐明冻结层上水、冻结层间水、冻结层下水及融区地下水水文地质特征;

(4) 在矿区水文地质图上应绘出冻土厚度等值线, 在水文地质剖面图上应绘出常年冻土界线;

(5) 测定常年冻土含水率和经剥离后的含矿层多年冻土的融解速度。

2.2 一般矿山设计的水文地质工作

本节涉及的矿床包括水文地质条件比较简单（含一部分水文地质条件中等、不需预先疏干）的固体矿床，也包括采用地下开采、水力开采、机械开采的不需预先疏干的砂矿床。使用采掘船开采的砂矿床，其设计的水文地质工作另具特点，在本章2.3节中介绍。

2.2.1 对水文地质、工程地质资料的评价

在开展矿山设计时，应对设计依据的水文地质、工程地质资料的完整性和可靠性进行分析与评述，提出存在的主要问题，分析这些问题对开展矿山设计的影响程度以及采取相应措施。

2.2.2 矿床开采水文地质条件的研究和论证

- （1）研究区域水文地质条件，论证矿区所在水文地质单元和边界条件；
- （2）研究矿区主要含水层的产状、厚度、空间展布与矿体的相对位置，含水层的水性在水平和垂直方向的变化，含水层的水文地质参数；
- （3）研究与矿坑充水有关的隔水层的岩性、厚度及其变化规律，隔水层的隔水性能及物理力学性质指标；
- （4）研究矿区地下水的补给、迳流和排泄条件；
- （5）矿区地表水的分布，地表水与地下水的水力联系，各含水层之间的水力联系及其对开采的影响；
- （6）研究构造断裂带、岩体接触带的水文地质特征及其对采矿的影响；
- （7）研究矿区附近生产矿山或相似条件矿山水文地质勘探资料，并加以对比和分析；
- （8）老窿分布范围、深度及互相连通情况，老窿充填情况及充填物的性质，老窿积水状况、补给来源及其对开采的影响；
- （9）论证岩溶充水矿床地面塌陷产生的可能性、岩溶塌陷分区及其对矿山设计的影响；
- （10）研究矿床开采的工程地质特征，矿层顶底板岩石的稳定性、露天矿边坡岩石的地质结构面、岩（矿）物理力学性质及地下水对边坡稳定性的影响；
- （11）研究矿床开采的充水因素、充水水源及进水方式，作出矿床开采水文地质、工程地质条件复杂程度的结论。

2.2.3 矿坑涌水量计算

（1）地下开采的矿山要计算最低开拓水平以上各阶段的地下水正常涌水量与最大涌水量，计算竖井或斜井井筒的涌水量；当矿体开采顶板崩落后能导致降雨渗入矿井时，要计算崩落区正常降雨量及设计频率的暴雨渗入量。

（2）露天开采的矿山要按照排水方案确定的各泵站所在标高及位置，计算各泵站的

地下水正常涌水量及最大涌水量。计算各泵站承担的汇水区的正常降雨迳流量及设计频率的短历时及长历时暴雨迳流量,并进行储排平衡计算,绘制采场设计频率暴雨迳流量与时间的关系曲线图,从而确定各泵站的排水能力、储水能力以及淹没深度和淹没时间。

2.2.4 提出井巷掘进和生产中的防水措施

(1) 研究井巷掘进和生产中突然涌水的可能性和可能产生突然涌水、涌砂的范围;

(2) 研究井巷施工和生产中采用超前探水的必要性,必要时应给出适当的超前钻孔工程量;

(3) 研究防水闸门设置的必要性,必要时应确定其设置位置及设计水压;

(4) 研究进行地表水观测的必要性,必要时应建立地表水观测站并配置必要的观测仪器。

2.2.5 研究和预测矿区地下水污染环境的可能性

2.2.5.1 泥砂水的研究和预测

对矿井地下水含泥砂的矿山应协助工艺专业分析研究和预测以下情况,为泥砂水处理提供设计依据。

(1) 分析研究和预测矿井地下水含泥砂的可能性、含泥砂水的层位及流入矿井泥砂水的水量;

(2) 预计矿井地下水中泥砂的粒度级别及相应级别的含量;

(3) 预计矿井地下泥砂水量、泥砂含量随季节、开采时间和开采深度等因素的变化。

2.2.5.2 酸性水、高矿化水的研究和预测

对出现酸性水、高矿化水的矿山应协助工艺专业分析研究和预测以下情况,为对其处理提供设计依据。

(1) 开采硫铁矿床、多金属硫化矿床及矿体和围岩含硫较高的各种矿床时,预测在开采过程中产生酸性矿坑水的可能性;

(2) 借鉴同类型矿山产生酸性水的资料,结合矿区水文地质特点,预测产生酸性水的水质及水量;

(3) 开采海滨地区的矿床时,预测在开采过程中因海水混入产生高矿化污水的可能性、高矿化水出现的层位;

(4) 预测开采过程中海水的混入率、混入量、混入后的水质及其随开采深度的变化。

2.2.6 岩溶塌陷矿山研究和预计塌陷对矿山设计的影响

(1) 预测塌陷的可能分布范围;

(2) 估计塌陷范围内各种建、构筑物的稳定性、农田受损面积及因此可能带来的经济损失;

(3) 预计塌陷产生后地表水对矿床充水的影响;

(4) 为各有关工程设计提供矿井排水后,地面可能的塌陷状况;

(5) 提出与水文地质专业有关的塌陷处理措施。

2.2.7 确定矿山生产时期水文地质工作内容

矿山生产时期水文地质工作目的与任务是解决矿山生产过程中可能存在的水文地质问题, 经济合理地治理矿井水害, 为矿山生产创造安全条件。其工作内容一般如下。

- (1) 及时进行坑道水文地质编录;
- (2) 进行地下水、地表水与气象动态长期观测;
- (3) 及时进行矿区水文地质资料的搜集、整理和综合研究;
- (4) 了解矿山开发进程中地下水活动规律, 不断进行矿坑充水因素的分析与研究;
- (5) 开展矿坑突然涌水的预测工作, 并参与突水事故的处理;
- (6) 解决基建遗留的水文地质问题, 不断保证矿井施工和生产的安全;
- (7) 制定矿山防治水规划、方案和防治水工程的技术管理规程;
- (8) 开展地下水综合利用及排供结合的研究工作。

2.2.8 确定矿山水文地质人员编制、设备和仪器配置

水文地质条件简单的矿山, 在考虑人员编制时, 一般只根据矿山水文地质工作量的大小配给 1~3 个测工, 其水文地质技术工作由地质或采矿专业技术人员兼顾。设备、仪器一般只配置地下水和地表水动态测试仪器。水文地质条件中等的矿山, 可根据矿山水文地质工作的复杂程度和工作量大小增配水文地质技术人员 1~2 人。

2.3 砂矿设计水文地质工作

用水枪开采、机械开采和地下开采砂矿的水文地质设计工作内容和方法与其它固体矿床基本相同, 可参阅本篇有关章节。本节只介绍采掘船开采砂矿床的设计水文地质工作。

2.3.1 矿区水文地质条件对船采工艺的影响

矿区水文地质条件是影响船采工艺的重要因素, 同时也是确定船型的重要依据。

2.3.1.1 不适合船采的水文地质条件

- (1) 矿砂层不含水且透水性极强;
- (2) 矿区无可靠的供水水源, 不能保证最小斗容采掘船的合适漂浮条件及选矿用水量时;
- (3) 含矿砂层底板严重凹凸不平, 或矿砂层被较多卧牛石分割阻碍采掘船通行时;
- (4) 矿砂层中巨砾直径特大且含量特多时;
- (5) 含矿砂层底板坡度过大, 地下水沿河谷方向水力坡度大, 若采用筑坝开拓, 经技术经济比较成本过高时;
- (6) 埋藏于峡谷中的砂矿床无法采取防洪措施确保采掘船的安全时。

2.3.1.2 船型选择的水文地质因素分析

在确定船型时,应对以下水文地质因素进行具体分析。

(1) 将矿砂含水层厚度同拟选船型的漂浮深度作比较。

如果含水层厚度满足漂浮深度的要求,矿砂层在地下水位以上的高度小于或等于船的水上最大挖掘高度,而且地表水的补充量能满足选矿要求,则可认为所选船型合适。

如果含水层厚度小于拟选船型的漂浮深度,则需计算根据漂浮深度要求提高水位后采池的外渗量。如果水源供水能满足补充外渗量及选矿用水的需求时,则拟选船型适用,否则应改选小型船。

(2) 将矿砂含水层的厚度同拟选船型的总挖深作比较。

如含水层厚,且矿砂层亦属含水层,则拟选船型的总挖深必须大于或等于矿砂层厚度。否则船型选小了。此外,水源供水亦应满足补充外渗量及船上选矿用水的需要。

(3) 研究采池附近地形、地貌特征,水源地距采池距离及引水渠沿途渗漏等方面的供水条件。如不具备向采池引水提高采池水位的条件时,宜选用漂浮深度小于矿砂含水层厚度的船型。

2.3.1.3 实例

我国已广泛利用采掘船开采砂矿,但也有个别矿山在选择船型时,由于对矿床水文地质因素分析不够,因而对采掘船的生产带来了不良影响,其实例详见表3-2-2。

采掘船使用情况实例

表3-2-2

矿名	船型	矿床水文地质特征	适用情况
东大沟金矿	MTE300 (300I)	砂金矿床地处多年冻土地区,冻土和融区均以岛状居多。含水层分布于融区和岛状融区。含水层平均厚度2~2.5m,大于3m处甚少	MTE300I船的漂浮深度为3.5m,含水层厚度不能满足漂浮深度要求,同时矿砂层底板坚硬且起伏不平,以超挖增加采池水深难以奏效,船型偏大。开船不足一个生产周期即停船折迁
达拉罕金矿	MTE300 (300I)	矿床地处多年冻土地区,含水层分布于融区和岛状融区,矿砂含水层平均厚3~3.5m,最厚可达5~6m	MTE300I船漂浮深度为3.5m,多处地段含水层厚度能满足漂浮深度要求,同时矿砂层底板可超挖,虽然条件不太合适,但还可勉强维持生产
石头河子金矿	1023* (150I)	该船工作于矿区的Ⅳ号矿体分布范围内,矿砂为含砾石砂层,夹有粘性土透镜体。矿砂含水层厚达15m左右	150I船水下最大挖深9.6m,因矿砂含水层厚,船的斗架短,有5~6m厚的矿层挖不到,说明船型选择偏小。后将斗架加长8.4m,使船不能在正常平稳状态下作业,且还有部分矿层挖不到
崮阴河金矿	1034* (150I)	矿区内分布有多年冻土,有岛状融区,但融区居多。含水层厚度一般为2~2.5m,最薄处不足2m	该船吃水深1.8m,安全高度0.9m,即漂浮深度为2.7m。含水层厚度达不到漂浮深度要求,靠提高采池水深来维持生产,斗架处于低角度作业,挖掘吃力,说明船型选择偏大

2.3.2 船采砂矿的水文地质计算

2.3.2.1 漂浮深度的确定

1. 一般情况下漂浮深度的确定

采池中必须具有一定的水深,才能保证采掘船的正常采掘作业。当采池水位因生产需要被抬升或降低时,为了保持一定水深,必须供给或排出相应的水量。采池中能保证采掘

船正常作业的最小深度称漂浮深度(见图3-2-1)。



图3-2-1 采掘船漂浮深度示意图

H_0 —漂浮深度; H_1 —采掘船平均吃水深度; H_2 —安全高度

当矿砂层巨砾直径和含量不超过允许范围(不同船型的具体要求见表3-2-3)时,其值由下式确定:

$$H_0 = H_1 + H_2 \quad (3-2-1)$$

式中 H_0 ——漂浮深度, m;

H_1 ——采掘船平均吃水深度, m;

H_2 ——安全高度, 即采掘船至采池底间的安全距离, m。

不同船型的吃水深度和安全高度见表3-2-4。

不同船型允许巨砾直径及含量表

表3-2-3

采掘船型号	50H	100HB	100HC	110H	150HF	200H	200HS	300HS	400H
允许最大直径 (mm)	250	350	300	350	350	400	400	500	600
允许巨砾率(%)	5	5	5	5	5	5	5	5	5

不同船型的吃水深度(H_1)和安全高度(H_2)表

表3-2-4

船型(斗容 t)	50	100	150	250	300	MTE300	注
H_1 (m)	1.10	1.30	1.80	2.00	2.40	2.50	200t船 $H_0 = 3m$
H_2 (m)	0.90	0.90	0.90	1.10	1.60	1.00	

2. 巨砾超过允许范围时漂浮深度的确定

采掘船在挖掘接近底板的矿砂层时, 往往会遇到巨砾或大块石, 对采掘船安全、正常生产极为不利。当巨砾或大块石直径、含量超过表3-2-3范围时, 需增加安全高度, 此

时采掘船的漂浮深度 H 。由下式确定:

$$H_0 = H_1 + [H_2 + (D_d - D_e)] \quad (3-2-2)$$

式中 D_d ——超出允许范围的巨砾直径, m;

D_e ——允许巨砾直径, m;

其余符号同前。

3. 安全高度起算位置的确定

河流冲积砂矿底板多起伏不平, 其纵向坡度有时高达20~30%。当采掘船顺向开采时, 船头和船尾的船底距矿砂层底板的距离不等。安全高度的起算位置, 在上行开采时, 以船头底板为准; 下行开采时, 以船尾底板为准; 若局部矿砂层底板起伏不符合上述规律时, 则应从船下矿砂层底板最高处对应的船底位置起算。

2.3.2.2 选矿用水量要求

采掘船生产中, 船上选矿需水量较大, 其用水系由采池中抽取。如采池中无充足的清水补给, 因循环使用的结果, 池中水将变得混浊, 泥质杂物含量增多, 因而会降低选矿回收率, 也影响机械设备的正常运转。因此, 为满足选矿需要, 必须向采池不断补充清水。选矿用水量的确定与船型有关, 不同的船型处理矿量能力不同, 最佳用水量通常按小时处理矿量的8~10倍计算, 也可按采掘船斗容的两倍值确定。这个理想水量只有在大河及湖泊附近有充足供水条件的矿区才可能得到。我国目前采用船采的砂矿以支谷矿居多, 多数存在供水不足的问题。在开采中如果都按最佳水量要求, 往往脱离实际。事实上清水补充量达到最佳补水量的一半即能维持选矿生产。不同船型选矿用水量要求见表3-2-5。

各型采掘船选矿需水量及清水最低补充量要求表

表3-2-5

我 國 資 料			苏联資料			
船 型 (斗容t)	设计挖方量 (m ³ /h)	选矿需水量 (m ³ /h)	清水最低补充量Q _c		船 型 (斗容t)	清水最小补充量 (l/s)
			(l/s)	(m ³ /h)		
50	45~54	360~450	50	180	50	50
100	90~108	720~900	100	360	150	100
150	135~180	1080~1350	150	540	250	150
200	180~220	1440~1800	200	720	250	150
250	225	1800~2250	250	900	380	200
300	270~350	2160~2700	300	1080	600	250
400	370~400	2960~3700	400	1480		

2.3.2.3 基建开拓的水文地质计算

用采掘船开采砂矿, 有基坑、坝式及混合等多种开拓方式, 以基坑方式最为常用。基坑开拓的水文地质计算又可分为两个阶段。

1. 建造船体阶段

本阶段要求保持坑内无水, 以保证基坑开挖过程中设备在无水的环境中作业, 并不使船台受水浸泡, 避免坑底下沉失去平衡, 为此应计算基坑正常涌水量和最大涌水量(包括

地下水涌水量和设计频率暴雨径流量), 以作为选择基坑排水设备的依据。计算方法和参数确定原则基本上与本篇第三章露天采矿场总涌水量计算相同。

在基坑涌水量计算中, 为确定其引用半径及引用影响半径值, 需计算基坑尺寸, 计算公式见表 3-2-6。表内计算式中采掘船长 (L)、宽 (B) 及尾砂槽长度 (K) 等数据可由表 3-2-7 查得。

2. 船上机械设备安装阶段

船体外壳建成后, 为避免安装机械设备时船底受压不均而变形, 需在安装设备前将基坑充水, 使船浮起。归纳矿区不同的水文地质条件, 可能有三种不同情况, 各类情况的水文地质计算内容见表 3-2-8。

开拓基坑尺寸计算公式表

表 3-2-6

基 坑	经验公式	理论公式	参 数 说 明
长 L	$L = 1.5H$	$L = 1.25\sqrt{(L+K)^2 + B^2}$	L —平底船长度, m; K —尾砂槽长度, m;
宽 B	$B = 2H$	$B = \sqrt{L^2 + H^2} + 2e$	H —平底船宽度, m; e —平底船与基坑边坡的安全间隙, 一般取 3~5m;
深 h	$h = H_1 + 1 + 1.5h \geq 0.8H_1 + F + H_2$		H_1 —平底船吃水深度, m (查表 3-2-4); H_2 —安全高度, m (查表 3-2-4); F —船台高度, 一般取 1~1.2m

各类采掘船船体规格表

表 3-2-7

斗 容 (t)	50	50	100	150	250	300	300
型 号	W50	W50 II	B100	BW150	—	MTE300	HS300
长 (m)	18.0	22.2	27.0	35.2	42.8	39.0	46.0
宽 (m)	10.0	11.4	13.4	15.4	20.0	18.0	19.5
高 (m)	1.6	1.7	1.9	2.4	2.7	2.4	3.2
尾砂槽长度 (m)	12.0	12.0	12.0	20.0	14.0	9.0	—

2.3.2.4 生产阶段的水文地质计算

1. 采池供排水水文地质计算

在船采砂矿设计中, 采池供排水水文地质计算, 一般只计算首采地段采池的补、排水量。但在开采河流冲积砂矿时, 在上行开采的情况下, 还应在矿区选择砂砾石含量高、含泥量低、矿层纵向坡度大的地段计算采池渗漏水量, 以保证设计的供水量能满足采掘船在整个生产期间最大需水量要求。

1) 首采地段供排水水文地质计算

(1) 计算内容和要求

要维持采掘船的正常生产并取得最佳采选效果, 就必须保证采池具有合适的设计水深, 同时得到需要的定量清水补充 (当采池设计水位高于地下水位时) 或排出适当的水量

船上机械设备安装阶段的水文地质计算内容表

表 3-2-8

情况类别	1. 当含水层水位与基坑中要求的水位一致时, 即: $H_a = (H_1 + H_2)$	2. 当含水层的水位高于基坑中要求的水位时, 即: $H_a > (H_1 + H_2)$	3. 当含水层的水位低于基坑中要求的水位时, 即: $H_a < (H_1 + H_2)$
图 示			
符号说明	H —含水层厚度; H_a —含水层静止水位至基坑底高度; H_1 —采掘船吃水深度; H_2 —采掘船底至基坑底间安全高度; H_3 —采掘船的漂浮深度; s —水位降低值; h —水位抬高值; 1—潜水含水层水位; 2—基坑设计水位; 3—隔水底板		
水文地质计算内容	基坑需抬高或降低的水位值	需降低基坑水位, 降低值 S 由下式确定: $S = H_a - (H_1 + H_2) = H_a - H_0$	需抬高基坑水位, 抬高值 h 由下式确定: $h = (H_1 + H_2) - H_a = H_0 - H_a$
	基坑需补充或排出的水量	需计算水位降低为 S 时含水层流向基坑的涌水量	需计算水位抬高为 h 时基坑向含水层的外渗量
注	涌水量计算一般采用“大井法”。因基坑一般选于较深位置开拓, 以利防淤, 故此种情况少见		

(当采池设计水位低于地下水位时)。

不同情况下采池供排水水文地质计算内容和要求见表 3-2-9。表 3-2-9 中涉及采掘船的各项挖深参数,不同船型的上述数值见表 3-2-10。

(2) 渗透系数的确定

除海滨砂矿外,其它各类砂矿的含泥量都比较高,用采掘船开采时,采池水通常处于混浊状态,在清水补给不足的情况下更是如此。混有泥质杂物的采池水向含水层渗透时,将使含水层孔隙受到不同程度的充堵,渗透性减弱,其减弱的程度与矿砂含泥量呈消长关系。为此,在供水(采池水向含水层渗透)计算时,除海滨砂矿以外,要对地质勘探报告提供的渗透系数值加以修正。根据设计和生产矿山积累的经验,建议按下列关系式调整:

$$\text{矿砂层含泥量} < 5\% \text{ 时, } K_0 = \frac{1}{2} K;$$

$$\text{矿砂层含泥量为 } 5 \sim 15\% \text{ 时, } K_0 = \frac{1}{3} K;$$

$$\text{矿砂层含泥量} > 15\% \text{ 时, } K_0 = \frac{1}{5} K。$$

以上关系式中, K 为地质勘探报告提供的渗透系数值, K_0 为调整后的数值。

2) 采池最大渗漏量的计算

计算方法和参数的确定除渗透系数外,均与首采地段的计算相同。

采掘船上行开采时,尾砂排于船尾(下游),尾砂因已经过选矿的反复冲洗,泥砂等细颗粒物含量降低,砾石、碎石等粗颗粒物含量增高,透水性增强。因此,计算尾砂堆的渗漏量时,渗透系数不能直接取用地质报告的数值,而应首先根据尾砂堆的粒度成分查本篇第三章表 3-3-3 得出经验值,然后通过计算求得加权平均值 K_s 。

K_s 可按采池三面是尾砂(见图 3-2-2)考虑,其值由下式确定,

$$K_s = \frac{aK_0 + (2b+a)K}{2(a+b)} \quad (3-2-3)$$

式中 K_s ——采池最大渗漏量计算采用的渗透系数值, m/d ;

K_0 ——据矿砂层含泥量修正后的渗透系数值, m/d ;

a, b ——采池的宽和长, m 。

2. 供水引渠的水文地质计算

当供水使用引渠时计算。

1) 供水引渠设计所需资料

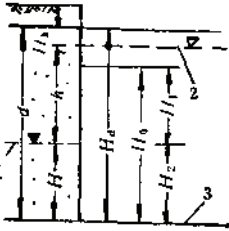
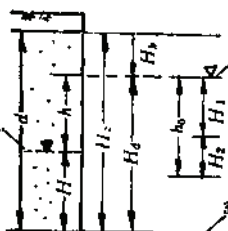
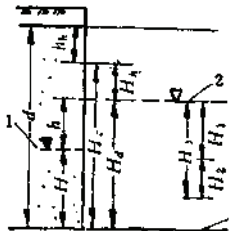
- (1) 水源至采池间供水引渠工程布置图和该区段矿区水文地质图;
- (2) 沿供水渠轴线的水文地质剖面图;
- (3) 供水渠道设计参数(渠道长度、横剖面规格、渠道坡度、设计水深等);
- (4) 供水渠道穿越土岩的渗水或注水试验实测的渗透系数。

2) 供水引渠渗漏计算

供水引渠单位长度的渗漏量计算可参考表 3-2-11 进行。若引渠水文地质条件与表

排水水文地质计算内容表

表 3-2-9

4. 矿砂含水层厚度小于采掘船漂浮深度, 矿砂层厚度等于及小于采掘船的水下最大挖深, 即: $H < H_0, d \leq H_d$	5. 矿砂含水层厚度小于采掘船漂浮深度, 矿砂层厚度等于采掘船的总挖深, 即: $H < H_0, d = H_z$	6. 矿砂含水层厚度小于采掘船漂浮深度, 矿砂层厚度大于采掘船的总挖深, 即: $H < H_0, d > H_z$
 (4)	 (5)	 (6)
为满足船的漂浮深度及总挖深的要求, 需将池中水位升高。适宜的水位升高值 h 由下式确定: $h = H_d - H - H_K$	为采出全部矿层, 需将池中水位升高。水位升高值 h 由下式确定: $h = H_d - H$	为使船采出较厚的矿层, 需将池中水位升高。水位升高值 h 由下式确定: $h = H_d - H$
计算水位升高 $h = H_d - H - H_K$ 时, 采池向含水层的外渗量 Q_y	计算水位升高 $h = H_d - H$ 时, 采池向含水层的外渗量 Q_y	计算水位升高 $h = H_d - H$ 时, 采池向含水层的外渗量 Q_y
应向采池供给的水量 Q 由下式确定: $Q = Q_c + Q_y$	应向采池供给的水量由下式确定: $Q = Q_c + Q_y$	应向采池供给的水量由下式确定: $Q = Q_c + Q_y$
不需推入	不需推入	需将矿层上部厚度为 h_K 的部分用推土机推入采池后再开采, h_K 值由下式确定: $h_K = d - H_K - H_d$
表内图 (4) 中 H_d 所示系采掘船确定的水下最大挖深值; 陆地各类砂矿采池计算 Q_y 时, 应对地质勘探报告提供的渗透系数值作修正	陆地各类砂矿采池计算 Q_y 时, 应对地质勘探报告提供的渗透系数值作修正	无合适船型选择时才采取将采池水位升高的措施; 陆地各类砂矿采池计算 Q_y 时, 应对地质勘探报告提供的渗透系数值作修正

度; H_d —采掘船水下最大挖深; d —矿砂层厚度; H_z —采掘船的总挖深; H_1 —采掘船上最大挖高; S —水位降低值; 水位; 3—隔水底板

各类采掘船挖深资料表

表 3-2-10

船 型	斗容(l)	50	50	50	100	100	100	100	150	250	300
	型 号	W50	W501	HB50	B100	H100	HB100 HC100	HD100 HE100	BW150	—	MTE300
水下最大挖深 H_d (m)		4.5	6.5	6.5	7.5	8.8	8.6	7.4	9.6	12.0	20
水上最大挖高 H_K (m)		1.5	1.5	1.0	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	3.5	2
总挖深 H_z (m)		6.0	8.0	7.5	9.0	10.3	10.1	8.9	11.1	15.5	22

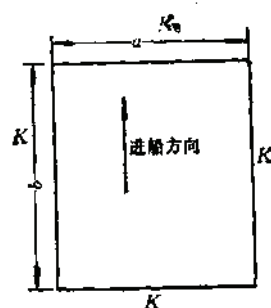
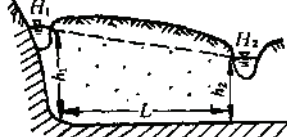
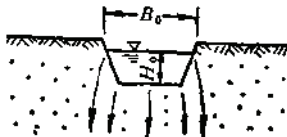
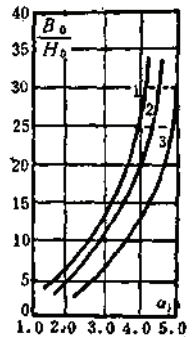


图 3-2-2 上行开采时采池渗透系数计算示意图

c—采池宽度; b—采池长度

引水渠渗漏计算公式表

表 3-2-11

渗漏类型	有潜水回水的渗漏	无潜水回水的渗漏	
图 示	 (1)	 (2)	 (3)
计算公式	$q = K \frac{h_1 + h_2}{2} \frac{H_1 - H_2}{L}$	$q = k(B_0 + a_1 H_0)$	
参 数 说 明	q—渠道单位长度渗漏量, $m^3/d \cdot m$; K—渗透系数, m/d; h_1—渠中水面至隔水底板距离, m; h_2—水源(河)水面至隔水底板距离, m; H_1—渠水面标高, m; H_2—水源(河)水面标高, m; L—渠道距河的距离, m; B_0—渠道上口宽度, m; H_0—渠道内水深, m; a_1—系数, 由 $\frac{B_0}{H_0}$ 和渠道边坡系数 m 值查表内图(3)求得; m—渠道边坡系数		

中图式条件不符,可另选其它公式计算。

3) 渠首供水量的确定

$$Q = Q_q + Q_y + Q_c \quad (3-2-4)$$

式中 Q ——渠首供水量, m^3/h ;

Q_q ——渠道全长渗漏量, m^3/h ;

Q_y ——采池向含水层的外渗量, m^3/h ;

Q_c ——选矿需补充的清水量, m^3/h 。

2.3.2.5 计算实例

1. 确定船型的水文地质验算实例

某冲积砂金矿床附近河流旱季最小流量为 45.5 l/s , 河水是矿床开采用水的唯一水源。矿砂层平均厚 7.8 m , 巨砾含量 4.5% , 巨砾最大直径为 600 mm 。孔隙潜水含水层岩性为含砂砾石层, 平均厚 8.5 m , 渗透系数 $K 7.8 \text{ m/d}$ 。对该砂金矿床拟用采掘船开采, 要求用水文地质计算验证选用何种船型为宜。

本矿采掘船型确定的主要水文地质因素是: 应使选定采掘船生产要求的供水量不大于河流最小流量。以下选择 100 l 和 50 l 船分别作供水验算。

1) B100型采掘船

已知该型号船下列技术数据:

船体长 $L = 27 \text{ m}$ 、宽 $B = 13.4 \text{ m}$ 、吃水深度 $H_1 = 1.3 \text{ m}$ 、安全高度 $H_2 = 0.9 \text{ m}$ 、水上最大挖高 $H_K = 1.5 \text{ m}$ 、水下最大挖深 $H_d = 7.5 \text{ m}$ 、允许巨砾率 5% 、允许巨砾直径 $D_s = 300 \text{ mm}$ 。

(1) 据经验公式计算采池长(l)、宽(b)

$$l = 1.5L = 1.5 \times 27 = 40.5 (\text{m})$$

$$b = 2B = 2 \times 13.4 = 26.8 (\text{m})$$

(2) 设计生产采池水深

本矿床含水层厚度大于矿层厚度, 矿砂层厚 $d = 7.8 \text{ m}$, $B100$ 型船水下最大挖深 $H_d = 7.5 \text{ m}$ 。为能采完采池水下全部矿层, 采池设计水深应等于船的水下最大挖深, 见图 3-2-3。此时采池水面以上的矿层厚度 $= d - H_d = 7.8 - 7.5 = 0.3 (\text{m})$

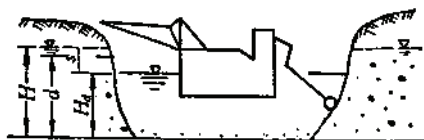


图 3-2-3 采池设计水深示意图

H —含水层厚度; d —矿砂层厚度;
 H_d —采掘船水下最大挖深(等于采池设计水深);
 s —水位最低值

$B100$ 型船的水上最大挖高 H_K 为 1.5 m , 故设计采池水位以上的矿层能被采完。

(3) 验证采池设计水深能否满足漂浮深度的要求。

矿砂层巨砾率为 4.5% , 低于 $B100$ 型船的允许值 (5%)。巨砾最大直径 600 mm , 已超过该型船允许最大直径 (300 mm)。漂浮深度 H_0 值计算如下:

$$H_0 = H_1 + [H_2 + (D_s - D_s)] = 1.3 + [0.9 + (0.6 - 0.3)] = 2.4 \text{ m}$$

计算结果表明, 采池设计水深 7.5 m 能满足漂浮深度要求。

(4) 计算含水层向采池的渗流量 (Q_L)

采池引用半径:

$$r_0 = \eta \frac{l+b}{4} = 1.16 \frac{40.5+26.8}{4} = 19.5(\text{m});$$

含水层水位降低值: $S = H - H_d = 8.5 - 7.5 = 1(\text{m})$;

影响半径: $R = 2S\sqrt{HK} = 2 \times 1\sqrt{8.5 \times 7.8} = 16.3(\text{m})$;

引用影响半径: $R_0 = R + r_0 = 16.3 + 19.5 = 35.8(\text{m})$

$$Q_L = 1.366K \frac{(2H-S)S}{\lg R_0 - \lg r_0}$$

$$= 1.366 \times 7.8 \frac{(2 \times 8.5 - 1) \cdot 1}{\lg 35.8 - \lg 19.5} = 655.4(\text{m}^3/\text{d}) = 7.58(1/\text{s})$$

(5) 计算应向生产采池供给的水量 (Q)

B100型船选用水量由表 3-2-5 查得 Q_c 为 100 l/s。应向采池补充的水量为:

$$Q = Q_c - Q_L = 100 - 7.58 = 92.42(1/\text{s})$$

因河水是矿床开采唯一的供水水源, 其最小流量仅为 45.5 l/s, 故不能选用 B100 型船。

2) W50 I 型采掘船

已知该型号船下列技术数据:

船体长 $\Pi = 22.2\text{m}$ 、宽 $\text{III} = 11.4\text{m}$ 、吃水深度 $H_1 = 1.1\text{m}$ 、安全高度 $H_2 = 0.9\text{m}$ 、水上最大挖高 $H_3 = 1.5\text{m}$ 、水下最大挖深 $H_d = 6.5\text{m}$ 、允许巨砾率 5%、允许巨砾直径 $D_s = 250\text{mm}$ 。

(1) 据经验公式计算采池长 (l) 和宽 (b)

$$l = 1.5\Pi = 1.5 \times 22.2 = 33.3(\text{m})$$

$$b = 2\text{III} = 2 \times 11.4 = 22.8(\text{m})$$

(2) 设计生产采池水深

W50 I 型船水下最大挖深 $H_d = 6.5\text{m}$, 而矿砂层厚 $d = 7.8\text{m}$, 为能采完底部矿层, 生产采池设计水深应和船的水下最大挖深值相同, 即取 6.5m , 示意图仍见图 3-2-3。

这时采池水面以上矿层厚度:

$$d - H_d = 7.8 - 6.5 = 1.3\text{m}$$

而 W50 I 型船的水上最大挖高 H_3 为 1.5m , 故设计采池水位以上的矿层亦能采完。为此, 含水层水位需降低:

$$S = H - H_d = 8.5 - 6.5 = 2(\text{m})$$

(3) 验算采池设计水深能否满足漂浮深度的要求

$$H_0 = H_1 + [H_2 + (D_s - D_c)] = 1.1 + [0.9 + (0.6 - 0.25)] = 2.35(\text{m})$$

矿砂层巨砾含量低于 W50 I 型船的允许值, 在考虑有巨砾影响条件下计算得出的上述漂浮深度值也小于采池设计水深, 故能满足漂浮深度的要求。

(4) 计算含水层向采池的渗流量 (Q_L)

$$\text{采池引用半径: } r_0 = \eta \frac{l+b}{4} = 1.17 \frac{33.3+22.8}{4} = 16.4(\text{m});$$

含水层水位降低值: $S = H - H_d = 8.5 - 6.5 = 2(\text{m})$;

影响半径: $R = 2S\sqrt{HK} = 2 \times 2\sqrt{8.5 \times 7.8} = 32.6(\text{m})$;

引用影响半径: $R_0 = 32.6 + 16.4 = 49(\text{m})$

$$Q = 1.366K \frac{(2H - S)S}{\lg R_0 - \lg r_0}$$

$$= 1.366 \times 7.8 \frac{(2 \times 8.5 - 2) \times 2}{\lg 49 - \lg 16.4} = 666 (\text{m}^3/\text{d}) = 7.86 (1/\text{s})$$

(5) 计算应向生产采池供给的水量(Q)

W50型船选矿用水量 Q_c 由表3-2-5查得为50l/s。应向采池补给的水量为:

$$Q = Q_c - Q_L = 50 - 7.86 = 42.14 (1/\text{s})$$

此值小于河水最小流量,故河水水量能满足W50型船的选矿用水要求。

由上述验算结果可知,本矿应选用W50型船。

2. 砂矿床设计水文地质计算实例

某砂金矿床设计选用采掘船开采,开拓基坑位置即是首采地段。该位置矿砂层厚 $d = 7\text{m}$,含泥量4.5%。砂砾石潜水含水层厚 $H = 5\text{m}$,渗透系数 $K = 3.56\text{m/d}$ 。据气象资料,设计频率的日暴雨量 $H_p = 120\text{mm} = 0.12\text{m}$ 。该矿拟选用150L型船,用下行方式开采。要求进行基建开拓阶段和生产阶段的水文地质计算。

1) 建造船体阶段的水文地质计算

(1) 基坑地下水渗入量(Q_L)

已知150L型船下列技术数据:

船体长 $II = 35.2\text{m}$ 、宽 $III = 15.4\text{m}$ 、尾砂溜槽长 $K = 20\text{m}$ 、吃水深度 $H_1 = 1.8\text{m}$ 、安全高度 $H_2 = 0.9\text{m}$ 、水上最大挖高 $H_K = 1.5\text{m}$ 、水下最大挖深 $H_d = 9.6\text{m}$ 。

据表3-2-6计算开拓基坑长(l)、宽(b)、深(h)。

$$l = 1.25\sqrt{(II + K)^2 + III^2} = 1.25\sqrt{(35.2 + 20)^2 + (15.4)^2} = 71.6 (\text{m}),$$

$$b = \sqrt{II^2 + III^2} + 2e = \sqrt{(35.2)^2 + (15.4)^2} + 2 \times 4 = 46.4 (\text{m}),$$

$$h = 0.8H_1 + F + H_2 = 0.8 \times 1.8 + 1.2 + 0.9 = 3.54\text{m}$$

开拓基坑面积 A :

$$A = l \cdot b = 71.6 \times 46.4 = 3323 (\text{m}^2)$$

含水层的水位降低值 S (其值等于 H_a ,见图(3-2-4)):

$$S = H_a = h_1 - (d - H) = 3.54 - (7 - 5) = 1.54 (\text{m})$$

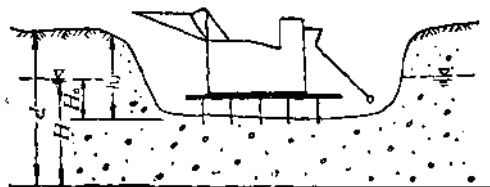


图3-2-4 建造船体阶段基坑示意图

d —矿砂层厚度; H —含水层厚度; h_1 —基坑深度;
 H_a —含水层水位至基坑底的距离

$$\text{基坑引用半径: } r_0 = \eta \frac{l+b}{4} = 1.16 \frac{71.63+46.4}{4} = 34 (\text{m});$$

$$\text{影响半径: } R = 2S\sqrt{HK} = 2 \times 1.54\sqrt{5 \times 3.56} = 13 (\text{m});$$

$$\text{引用影响半径: } R_0 = R + r_0 = 13 + 34 = 47 (\text{m});$$

基坑地下水渗入量:

$$Q_L = 1.366K \frac{(2H - S)S}{\lg R_0 - \lg r_0}$$

$$= 1.366 \times 3.56 \times \frac{(2 \times 5 - 1.54) \times 1.54}{\lg 47 - \lg 34} = 453 (\text{m}^3/\text{d})$$

(2) 暴雨直接降水量 (Q_b)

$$Q_b = A \cdot H_p = 3323 \times 0.12 = 399 (\text{m}^3/\text{d})$$

(3) 基坑设计排水量 (Q)

$$Q = Q_L + Q_b = 453 + 399 = 852 (\text{m}^3/\text{d})$$

Q 即为建造船体阶段确定基坑排水设备的依据。

2) 船上机械设备安装阶段的水文地质计算

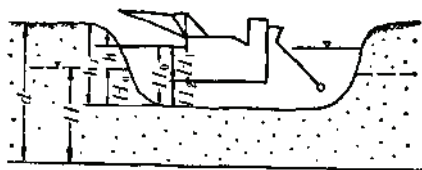


图 3-2-5 安装设备阶段基坑示意图

d —矿砂层厚度; H —含水层厚度; hJ —基坑深度; h —基坑水位抬高高度;

H_1 —吃水深度; H_2 —安全高度; H_0 —漂浮深度; H_a —含水层水位至基坑底的距离

安装机械设备时, 基坑中船的漂浮深度要求 (见图 3-2-5):

$$H_0 = H_1 + H_2 = 1.8 + 0.9 = 2.7 (\text{m})$$

含水层静止水位至基坑底距离:

$$H_a = h_1 - (d - H) = 3.54 - (7 - 5) = 1.54 (\text{m})$$

因 $H_a < H_1 + H_2$, 故基坑中水位应升高, 升高值为:

$$h = H_0 - H_a = 2.7 - 1.54 = 1.16 (\text{m})$$

基坑水向含水层的外渗量

$$Q_s = 1.366K \frac{(2H' - h)h}{\lg R_0 - \lg r_0}$$

上式中各参数值为:

K 为含水层渗透系数, 3.56m/d ;

H' 为基坑中由含水层底板算起的水位高度, $H' = H + h = 5 + 1.16 = 6.16 (\text{m})$;

h 为基坑中水位升高值, 1.16m ;

r_0 为基坑引用半径, 34m ;

R_0 为引用影响半径, $R_0 = R + r_0 = 2h\sqrt{H'K} + r_0$; $R = 2h\sqrt{H'K} = 2 \times 1.16\sqrt{6.16 \times 3.56} = 10.85 (\text{m})$; $= 2 \times 1.16\sqrt{6.16 \times 3.56} + 34 = 44.85 (\text{m})$ 。

将以上参数值代入得:

$$Q_s = 1.366 \times 3.56 \frac{(2 \times 6.16 - 1.16) \times 1.16}{\lg 44.85 - \lg 34} = 524 (\text{m}^3/\text{d})$$

Q_s 即为应向开拓基坑的补充水量。

3) 船在生产阶段的水文地质计算

采掘船生产时,采池设计水深和船的挖深,挖高有关。1501船水上最大挖高 $H_k=1.5\text{m}$,而潜水方位以上的矿层厚 $=d-H=7-5=2(\text{m})$,如采池设计水位与潜水位一致,水上将有厚 0.5m 的矿层挖不到。因此,采池设计水位应升高 0.5m ,这时将有水位升高 $h=0.5\text{m}$ 时的池水外渗量,见图2-2-6。

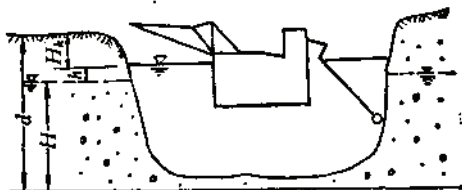


图3-2-6 生产阶段采池示意图

d —矿砂层厚度; H —含水层厚度; h —采池水位抬高高度; H_k —采掘船水上最大挖高

船在生产中应向采池补充的水量,由采池外渗量和选矿用水量两部分组成。

(1) 采池水外渗量

$$Q_y = 1.366K \frac{(2H' - h) \cdot h}{\lg R_0 - \lg r_0}$$

渗透系数 K ,应作修正,因矿层含泥量 $<5\%$,故取原地质勘探报告提供数值 3.56m/d 的一半,即 1.78m/d ;

H' ——基坑中由含水层底板算起的水位高度, $H' = H + h = 5 + 0.5 = 5.5(\text{m})$;

h ——基坑中水位升高值, 0.5m ;

r_0 ——基坑引用半径, 34m ;

R_0 ——引用影响半径, $R_0 = R + r_0 = 2h\sqrt{H'K} + r_0 = 2 \times 0.5\sqrt{5.5 \times 1.78} + 34 = 37.13(\text{m})$

将上述参数值代入得:

$$Q_y = 1.366 \times 1.78 \frac{(2 \times 5.5 - 0.5) \times 0.5}{\lg 37.13 - \lg 34} = 319 (\text{m}^3/\text{d})$$

(2) 选矿用水补充量

150L型船选矿用水最低补充量查表3-2-5可得: $Q_c = 540\text{m}^3/\text{h} = 12960\text{m}^3/\text{d}$

(3) 采掘船在首采地段生产时应向采池补充的总水量

$$Q = Q_y + Q_c = 319 + 12960 = 13279 (\text{m}^3/\text{d})$$

第三章 矿坑涌水量计算

编写单位 马鞍山钢铁设计研究院
化学矿山规划设计院
鞍山黑色冶金矿山设计研究院
化工矿山设计研究院

编写人 刘春如 孙增辉 宋来勋
杨海学 张义之

矿坑涌水量是矿床疏干、排水设计的主要依据。矿坑涌水量预测的可靠程度,直接影响矿床的合理开发和安全生产。因此,预测可靠的矿坑涌水量是矿床开采设计水文地质工作的中心课题。

3.1 影响矿坑涌水量计算的主要因素

矿坑涌水量预测的准确与否,同很多自然的和人为的因素相关。但归纳起来看,影响矿坑涌水量预测准确性的最基本因素,一是矿区水文地质条件;一是预测矿坑涌水量的数学模型。因此,矿床开采设计中矿坑涌水量的计算,必须在充分掌握和深入研究矿区水文地质条件的基础上,结合矿床开采设计,正确选择水文地质计算参数和与矿区水文地质条件相适应的计算方法。

为了提高矿坑涌水量预测的可靠性,避免计算结果产生大的误差,在进行矿坑涌水量计算时,必须充分注意研究影响矿坑涌水量计算的各种因素。

3.1.1 矿床充水主要含水层类型及特征对矿坑涌水量计算的影响

矿区主要含水层的性质、透水性、富水性、埋藏分布和补给条件,是确定矿坑地下水涌水量的决定性因素。不同类型的含水层,由于其水文地质特征的差异,矿坑涌水量有很大变化,而反映在矿坑涌水量计算可靠性上也有相当大的差别。

孔隙含水层充水为主的矿床,含水层的富水性主要受岩性控制,一般较均一,往往受大气降水和地表水的直接补给,矿坑涌水量主要受降水和地表水补给量的直接控制。这种类型的含水层,一般情况是分布靠近地表,岩性比较均一,边界条件容易查清,而且勘探工程取得的数据(如抽水试验)代表性较强,概化的水文地质模型和建立的数学模型易接近客观实际。因此,孔隙充水矿床的矿坑涌水量计算,多数情况下能取得基本可靠的成果。

裂隙含水层充水为主的矿床,含水层的富水性主要受裂隙发育程度的控制,地下水只

含于风化裂隙和构造裂隙或破碎带中。这类含水层,由于富水性很不均一,深部构造裂隙或破碎带分布条件复杂,勘探工程难以准确控制,因此,矿坑涌水量预测结果常常出现较大误差。但是,裂隙充水矿床,多数矿山的矿坑涌水量不大,在没有大型地质构造与地表水沟通或其它特殊条件的矿山,其矿坑涌水量(稳定动流量)一般为数百至数千 m^3/d ,超过 $\text{万m}^3/\text{d}$ 的比较少见。所以,由误差引起的涌水量变化绝对值不大,从对矿山生产影响的角度来看,这类矿山矿坑涌水量计算可靠性问题并不显得特别突出。

岩溶含水层充水为主的矿床,含水层的富水性主要受岩性、岩溶的发育程度和补给条件等的控制。此类矿床水文地质条件复杂者居多,矿坑涌水量较大,抽排水往往会产生地面塌陷而增加新的补给矿坑水源,使矿坑涌水量变大。我国大水矿床都属于岩溶充水矿床。这类矿床由于含水层导水性、富水性极不均一,空间赋存和补给条件复杂,矿坑涌水量预测结果同实际情况常常有较大出入,严重时可能产生几倍、几十倍甚至有几百倍的偏差,给矿山建设和生产造成严重后果。

我国岩溶充水矿床,经过近30年来的勘探和矿山生产的实践,已积累了大量经验,对其不同时代的岩溶矿床的水文地质特征和规律,已基本有所揭露和认识。掌握和认识不同地区、不同时代的岩溶充水矿床的区域水文地质特征和规律,可以避免或减少在岩溶充水矿床的矿坑涌水量预测中产生大的失误。

(1) 干旱区^[79]岩溶充水矿床的主要含水层,为前古生界的大理岩和古生界的石灰岩。由于气候干旱,地表岩层以物理风化为主,地下水补给来源不足,岩溶水循环条件差,以致岩溶发育微弱,在可溶岩分布区大多没有典型的岩溶地貌形态,地下仅发育一些溶蚀裂隙,只在局部有大的构造破碎带地段,岩溶比较发育。

本类地区的岩溶充水矿床的岩溶水,不但补给量小,静储量也小,故矿坑涌水量都较小。在侵蚀基准面以上的矿床常干涸无水,就是在侵蚀基准面以下的矿床,水量同样不大。因此这类地区岩溶充水矿床普遍存在的问题,不是排水问题,而是供水问题。

(2) 非干旱的北方地区^[79]与矿床有关的岩溶含水层有元古界、震旦系中、上统、寒武系中、上统、奥陶系中、下统和石炭系中、上统的碳酸盐岩系含水层,其中奥陶系石灰岩特别是中奥陶统石灰岩(或大理岩)是对矿床充水影响最大的含水层。

中奥陶统石灰岩分布较广,厚度200~800m不等,为石炭二迭系煤田的基底和许多砂卡岩型金属矿床的围岩,由于富水性不同可划为多层(段)。在邯邢地区灰岩发育最全,可分为三组八段,其中二、四、五、七段为质纯灰岩,岩溶发育,含水丰富,是矿区主要含水层。

奥陶系灰岩的地下岩溶形态以溶蚀裂隙为主。岩溶发育深度可达500~600m。从垂向上看,中奥陶统灰岩岩溶发育普遍具有明显的分带现象,大致可分为浅部充填带、中部强岩溶发育带和下部岩溶弱发育带。

北方地区中奥陶统岩溶含水层在不少地方富水性很强(见表3-3-1),在一些地方形成大型储水构造,汇水面积很大,地下水具有丰富的补给资源和储存空间,使矿床开发条件复杂化。

北方上石炭统太原组灰岩和中石炭统本溪组灰岩,是煤田开发主要含水层之一。石炭系灰岩水都是溶蚀裂隙水,其对矿床充水的严重程度主要取决于是否得到奥陶系灰岩水的补给,当二者无联系时,造成矿床充水的主要来源是石炭系灰岩水的静储量。

我国北方一些矿区中奥陶统石灰岩含水层的富水性表

表 3-3-1

矿区名称		抽水试验时抽水量 (m^3/d)	中心区地下水位降深 (m)	单位降深涌水量 ($\text{m}^3/\text{d} \cdot \text{m}$)
河北邯邢	峰峰二里山地区	129600	3.48	37241.4
	峰峰王封煤矿	126044	1.67	75475.4
	中关铁矿	60000	8.30~8.60	7228.9~6976.7
	王窑铁矿	21000~24000	3.8~4.0	5921.0~5625.0
	西郝庄铁矿	8227	3.63	2266.4
	西石门铁矿	73500 (疏干放水试验)	23.45	3134.3
山东莱芜	叶庄铁矿	106000 (放水试验)	59.04	1795.4
	刘家台铁矿	21385	22.40	954.7
辽宁复州湾粘土矿		41700	6.00	6965
陕西韩城煤矿		24000	2~3	12000~8000

其它岩溶含水层只对局部地区的矿床开采有影响。震旦系岩溶含水层主要为白云岩、白云质灰岩、破碎灰岩等，古岩溶比较发育。主要为溶蚀裂隙、溶洞、溶孔等。以本层为主要充水来源的矿床，一般排水量为 $(1 \sim 2) \times 10^4 \text{m}^3/\text{d}$ ，最大 $(3 \sim 4) \times 10^4 \text{m}^3/\text{d}$ 。前震旦系碳酸盐岩多变质为大理岩，岩溶发育很弱，主要为溶蚀裂隙和小溶孔，且在局部地段发育，富水性弱，矿坑涌水量小。

基于上述情况，当进行我国北方地区岩溶充水矿床的矿坑涌水量计算时，一定要周密研究、慎重对待，特别是对中奥陶统灰岩含水层，在勘探程度不够充分的情况下，不应轻易作出矿坑涌水量小的结论。当然，岩溶含水层的富水性是极不均一的，在同一水文地质单元里的不同矿床，有的是大水矿床，有的可能是小水矿床，主要应根据矿床的具体水文地质条件来确定。

(3) 我国南方地区^[79]岩溶充水矿床的主要含水层有泥盆系融县灰岩、石炭系黄龙灰岩、船山灰岩、壶天灰岩、二迭系茅口灰岩、长兴灰岩、三迭系大冶灰岩，而茅口灰岩厚度大，富水性强，是该地区矿坑充水的最主要含水层。

本区岩溶含水层岩溶普遍发育，岩溶形态以溶洞为主。第四系覆盖下的岩溶含水层在矿区抽排水时，常常发生大规模的地面塌陷，从而给矿坑涌水量增加了新的补给水源。

本区石灰岩溶洞多数被充填或半充填，矿区储水构造一般较小，故矿坑充水水源不十分丰富，矿坑涌水量一般并不特别大，矿山排水量超过 $70000 \text{m}^3/\text{d}$ 的较少（见表 3-3-2）。但当抽排水引起地表塌陷以致大气降水或地表水大量灌入时，则矿坑涌水量迅速增大。

本地区与震旦、寒武、奥陶系岩溶含水层有关的矿床，由于岩溶发育较差，矿坑涌水量一般较小。

(4) 我国西南地区^[79]岩溶充水矿床的水文地质特征是：下二迭统阳新灰岩在全区分

我国南方一些岩溶矿区的矿坑涌水量表

表 3-3-2

矿 区 名 称	矿坑涌水量 (m^3/d)	矿 区 名 称	矿坑涌水量 (m^3/d)
广东凡口铅锌矿	27000~59000	湖北叶花香铜矿	最大37248
广东石炭铜矿	50000~72000	湖北程潮铜矿	最大5695
湖南谭家山煤矿	20592~31200	湖北铜录山铜矿	2381~8935
湖南恩口煤矿	102000	江西东乡铜矿	998~3000
湖南斗笠山煤矿	47526~107120	江西巨源煤矿	1728~18864
湖南煤炭坝煤矿	194640	江西武山铜矿	2641~5131
湖南桥头煤矿	10320~59188	江西青山煤矿	7200~8640
湖南香花岭多金属矿	一般240最大72000	安徽狮子山铜矿	1406~8952
湖南水口山铅锌矿	20088	安徽药园山铜矿	3614~24528

布稳定,岩溶发育,含水丰富,是本区矿床最主要的充水含水层,其次是三迭系嘉陵江灰岩,中、下三迭统白云岩、灰岩和泥盆系灰岩等含水层。

中生代本区处于间歇性上升,尤其是新生代以来上升加剧,巨厚的碳酸盐岩层发育有暗河及裸露型岩溶。一般矿区水文地质条件比较复杂,即使矿床处于当地侵蚀基准面以上也常出现复杂的水文地质问题。

本区与震旦、寒武系碳酸盐岩层有关的矿床,一般因碳酸盐岩含硅、镁质成分较多,而岩溶发育较差,矿坑以裂隙或溶蚀裂隙充水为主,矿坑涌水量一般不超过 $40000\text{m}^3/\text{d}$ 。

与奥陶、泥盆、石炭系含水层有关的矿床,由于岩相变化及出露条件的差异,矿床的水文地质条件变化也较大。

3.1.2 矿坑水的补给来源和含水层的边界条件对矿坑涌水量计算的影响

补给来源和含水层的边界条件是正确建立矿区水文地质模型和计算矿坑涌水量数学模型的基本条件,不论采用解析法、数值法以及模拟实验法,都要求搞清楚矿区主要含水层的补给来源和边界条件。在补给来源和边界条件不清情况下进行矿坑涌水量计算,是矿坑涌水量产生较大偏差的一个重要原因。这个问题对基岩裂隙充水矿床反映最为突出,对特殊条件下的一些岩溶充水矿床也存在类似问题。

江苏某铁矿,其顶板岩层为安山岩,矿区构造断裂十分发育,裂隙间连通性良好。勘探阶段进行稳定流群孔抽水试验,主孔与观测孔水位同步下降,且地下水水位不能稳定,地下水水位恢复缓慢,很长时间才能恢复到天然水位。经过勘探工程验证,矿区含水性好、透水性强的部位,仅限于矿体及附近围岩地段,即该矿区为一周围被隔水层或弱含水层所包围,反映在水文地质条件方面为动流量补给不足,以静贮量为主的一个基岩裂隙充水矿床。该矿山在巷道掘进的基建阶段涌水量较大,最大涌水量为2万多 m^3/d ,进入生产阶段,静贮量已被大量消耗,矿坑涌水量仅为 $1000\sim 2000\text{m}^3/\text{d}$ 。很显然,在这种情况下若不考虑含水层的补给条件,只根据含水层的渗透系数和含水层厚度,采用一般稳定流解析法计算公式进行计算矿坑涌水量,必然得出不符合实际情况的结果。

石灰岩裸露型矿床,接受降雨强烈补给,会造成矿坑涌水量急剧增大。北方岩溶充水矿床如河北某矾土矿,矿体直接底板奥陶系石灰岩大面积出露地表,易接受降水补给而使该含水层地下水位变化幅度很大。矿山投产后,曾降过一次大雨之后,地下水位上升达百余米,致使矿坑涌水量远远超过原设计排水能力,而造成矿井被淹。南方的广西某铅锌矿,岩溶发育的石灰岩大面积出露,降雨是矿坑涌水量的控制因素,矿井排水量随降雨量的增减而变化,枯雨季节涌水量比丰雨季节最大涌水量相差60倍以上。这种类型矿区,计算矿坑涌水量时,若不考虑补给来源的因素,必然无法得出能满足矿山生产需要的结果。

对于边界条件不清楚或计算未考虑含水层的边界条件,造成矿坑涌水量产生较大误差的矿山普遍存在。如湖北某钢铁矿预计的矿坑涌水量是实际排水量的2倍多,产生误差的主要原因就是计算时采用的含水层边界条件与实际情况不符。经疏干排水实践证实,矿区南部大理岩对矿坑仅 30° 角进水,而计算时,采用的边界条件概化为单边阻水边界条件。因此,预计的矿坑涌水量与实际相差较大。

湖北某铁矿用稳定流解析法预测矿坑涌水量产生较大误差,其主要原因也是计算时采用的边界条件与实际情况不符。矿坑东部的含水层四周均为弱透水的岩浆岩所包围,是一个封闭的地下储水体。但是预测矿坑涌水量时,采用条形隔水边界,且把东西两端按敞开考虑。因此,矿坑涌水量预计误差较大。

3.1.3 水文地质参数的代表性对矿坑涌水量计算的影响

由于水文地质计算参数问题造成矿坑涌水量计算结果不准,是矿坑涌水量预测中普遍存在的一个问题。矿区水文地质勘探阶段所取得的各项水文地质参数若无代表性,则失去了矿坑涌水量预测的基础,再好的计算方法也不会得出符合矿山实际的计算成果来。矿床开采设计阶段,进行水文地质参数的选择也有个代表性问题,如对非均质的基岩含水层厚度和含水层渗透系数就有选择问题。若代表性不够,则必然造成矿坑涌水量计算结果出现很大误差。

基岩含水层(包括岩溶含水层和裂隙含水层)厚度的确定,是根据岩层的透水性和富水性的强弱,通过大量的物探、钻探资料和钻孔简易水文地质观测的统计资料以及所进行分层的专门水文地质试验等资料的基础上综合研究确定的。但在实际工程中,对厚层的可溶岩和裂隙基岩,往往把同一岩性的岩体当成一个统一的含水层,给矿坑涌水量预测带来不少问题。由于岩性和构造的变化,岩溶和裂隙发育程度的差异,许多厚层的可溶岩和裂隙岩层,实际上有的部分是含水层(段或带),有的部分则是隔水层(段)。所以对其进行详细的水文地质分层非常必要,因为把整个巨厚的岩层都按岩性作为一个整体含水层计算,必然造成脱离实际的后果,而且计算深度越大误差越大。

岩溶和基岩裂隙含水层的渗透性,不论在平面上还是在垂直方向上,其不均一性是普遍存在的。在勘探阶段选择对含水层有代表性的地段进行抽水试验,以期取得有代表性的含水层渗透系数;而在矿床开采设计中,采用什么样的渗透系数计算矿坑涌水量也应进行正确的选择。如果选择不当,必然会造成矿坑涌水量计算的较大误差。

山东某铁矿先后进行两次矿坑涌水量预测。1958~1959年间的勘探阶段,根据单孔抽水试验资料求得矿区主要含水层中奥陶统大理岩的渗透系数 $K=0.215\text{m/d}$,据此计算了0、-50、-100和-150m各阶段的矿坑涌水量分别为417、610、1142和1739 m^3/d 。

1970~1973年根据坑道放水试验的三次稳定的降深资料,重新对渗透系数进行了复算,其结果为: $K_1 = 16.34 \text{ m/d}$, $K_2 = 11.67 \text{ m/d}$ 。采用 K_2 值对 -2、-25和 -65m各水平进行复算,相应矿坑涌水量为: 52936、61847和68370 m^3/d 。

但在矿山进行第二次坑道放水时,矿区中心地下水位平均降低59m时,矿坑动流量介于 $8.7 \sim 10.6 \times 10^4 \text{ m}^3/\text{d}$ 之间。由此可见,第一次预测0m水平涌水量至少偏小250倍,第二次预测的涌水量也偏小了 $4 \times 10^4 \text{ m}^3/\text{d}$ 。

广东某铜矿采用稳定流解析法公式预计矿坑涌水量比实际排水量偏小一倍。计算结果偏小的主要原因是计算选用的K值偏小。该矿进行了群孔抽水试验,当通过试验资料进行K值计算时,发现在平面的不同方向上,远离主孔的K值大,靠近主孔的K值小;而在垂直方向上则随抽水降深的增大而K值变小。对这种情况,在进行矿坑涌水量计算时,不适当地选用了主孔附近的K值资料,并以 $K \sim S$ 呈双曲线型变化对K值进行了修正。结果造成矿坑涌水量大大低于实际涌水量的后果。

3.1.4 计算方法的选择对矿坑涌水量计算的影响

矿坑涌水量计算的各种方法,都是建立在不同程度简化了的水文地质模型基础之上,其数学模型的建立也都有各自的不同条件和要求。因此,各种方法都有其适用条件和应用范围。若计算方法选择不合适,预测结果同样不可靠。下面仅就几种常用的矿坑涌水量计算方法加以简要说明,供选择计算方法时参考。

(1) 各种类型的比拟法,要求比拟的矿区水文地质条件相似,而对计算矿区边界条件没什么要求。因而,一般只适用老矿区用上一水平的水量来推求下一水平的水量(注意下推时下水文地质条件要与上水平水文地质条件相似才能采用此法)。

(2) 相关分析法和Q-S曲线外推法,要求抽水试验或坑道放水试验的落程尽量多一些(一般不少于三次),以便建立曲线方程或回归方程。另外,要求抽水试验或坑道放水试验降深尽量大一些,因为曲线外推法要求外推降深不超过抽水试验或放水试验最大降深的二倍。否则,外推过大,预测结果的可靠性就难于保证。这种方法对计算矿区的水文地质边界条件也没有特殊要求。由此可见,相关分析法或曲线外推法实际上只适用于下列情况:

抽水降深可以很大、含水层富水性较弱的矿山;

矿区疏干或放水试验阶段,用上一水平实测矿坑涌水量推算下一水平的涌水量。

如条件符合,应用上述两种方法预测的涌水量是比较准确的。但是这种方法对新设计矿山来说,勘探阶段抽水试验降深都比较小,而要求外推范围又大时,可靠性就差,所以大多不宜采用。

(3) 稳定流解析法是以达西定律为基础,由裘布依导出的地下水平面径向流的地下水动力学公式进行计算的方法。这种方法描绘了特定条件下的地下水运动状态——地下水经过长时间所达到的一种平衡状态。因此,它只能计算出不随时间变化的平衡状态下的稳定动流量。由于地下水的实际运动状态总是在不断变化,因而,稳定流解析法的应用有一定的局限性,严格来说,它只适用于定水头边界条件下的井流计算。

但是,相对稳定流是地下水运动过程中客观存在的,而且当地下水处于极其缓慢的非稳定流运动时,在有限时段内,也可以近似地看作相对稳定流。而对于矿坑充水来源是以

静贮量为主,动流量补给明显不足的矿床则不宜采用稳定流解析法来计算矿坑涌水量。

另外,解析法是用对自然界水文地质条件进行了极大的简化为基础导出的矿坑涌水量计算公式进行计算。因此,对于含水层富水性极不均一、埋藏、补给和边界条件复杂的矿山,当理想化的矿区水文地质模型与自然界实际矿区水文地质条件出入过大时,常常不能得到预期的计算结果。

(4)非稳定流解析法较稳定流的观点有了新的发展,它引进了时间因素。非稳定流理论认为含水层是可以压缩的弹性体,随着排水的水位下降,含水层能释放出一部分贮存的水。因而,不但在潜水含水层中抽水是一个逐渐疏干含水层的过程,而且在承压含水层中排水也是一个不断消耗贮存水的过程,故随着排水时间的延续,向集水构筑物汇流的地下水流程中的任意点水头总是在不断变化,地下水始终处于非稳定流运动状态。所以,用非稳定流解析法即使在矿区动流量补给不足、以静贮量为主条件下的矿山,依然可以进行预测在任意点水位降低情况下,指定时间的矿坑涌水量。

但是,非稳定流解析法应用于矿山疏干排水工程的时间不长,用该法预测矿坑涌水量的还只限于个别矿山,目前仍然缺乏实践经验。而且,非稳定流解析法用于大降深,甚至疏干整个含水层的情况下有无问题,尚有不同看法。因此,对于一般矿山采用非稳定流解析法时,最好与其它方法配合使用,以防出现大的误差。

(5)数值解法是目前矿坑涌水量计算最完善的一种方法。它能反映复杂矿区水文地质条件下含水层平面上和垂直方向上的非均质性、多个含水层的越流补给问题、“天窗”和河流的渗漏问题,以及复杂边界条件等各种因素的影响。因此,它在数学上虽然属于近似解,但在矿坑涌水量计算中其计算结果却比解析法所得结果更接近实际。不过这种方法要求有大量的基础资料,除需有矿区主要充水含水层的边界条件外,还要求有一定数量的观测孔提供整个计算区内较准确的等水位线图,以便提供各结点的水头值。

总之,在矿床开采设计阶段要根据勘探部门提供的资料,对矿区水文地质条件进行全面分析研究,在掌握了含水层性质、特征、埋藏分布、补给、径流、排泄以及边界等水文地质条件后,结合矿床开采的具体情况,再行确定合理的计算方法,是能够取得较为可靠计算结果的。

3.2 矿坑涌水量水文地质参数的确定

3.2.1 静止水位的确定

计算矿坑正常涌水量的静止水位,选用计算含水层在矿区开采范围内的所有钻孔静止水位的平均值,而计算矿坑最大涌水量的静止水位,应取计算含水层在矿区开采范围内地下水长期动态观测资料中的最高水位。

3.2.2 含水层厚度的确定

3.2.2.1 松散含水层厚度

第四系含水层的含水性比较均匀,其厚度根据地下水位、钻孔所揭露的松散岩层的颗

粒组成以及岩性结构等,直接按钻孔揭露情况的编录资料来确定。

3.2.2.2 基岩含水层厚度

含水不均匀的基岩裂隙和岩溶含水层,其厚度的确定,一般是根据钻孔揭露的岩层裂隙、岩溶发育情况、钻孔简易水文地质观测和物探资料,以及必要时依据水文地质分层试验等资料结合成因和分布规律等,经综合分析研究确定。

(1)用简易水文地质观测、电测井及岩心水文地质编录资料,进行综合整理。按勘探剖面编制简易水文地质、电测井成果综合对比图。图中要包括以下内容:

各钻孔揭露的地层、岩性及换层深度或标高;

岩心采取率、冲洗液消耗量、岩石质量指标(即SQD指标)及电测井成果曲线;

岩心的线裂隙率、线岩溶率和较大溶洞的起止深度或标高;

钻孔水位观测成果曲线和水位发生突变、涌水、漏水段的起止深度或标高等。

综合研究分析上述成果,编制裂隙或岩溶含水层的富水性分带图,在此基础上确定裂隙或岩溶含水层的强、弱含水带的厚度。

(2)按裂隙或溶洞发育程度确定,一般采用如下指标衡量:

直线裂隙率小于3%的闭合状裂隙带,或虽然裂隙率大于3%但裂隙已被其它矿物如方解石、石英脉等所充填的裂隙带,均可视为相对隔水层。裂隙率大于3%以上的张性裂隙带,则视为裂隙含水层。

溶洞发育程度,可采用岩溶率或岩溶能见率两个指标来衡量:

$$\text{岩溶率} = \frac{\text{溶洞总高 (m)}}{\text{钻孔揭露的可溶岩厚度 (m)}} \times 100\%$$

$$\text{岩溶能见率} = \frac{\text{见溶洞钻孔个数 (个)}}{\text{钻孔总数 (个)}} \times 100\%$$

可用作图法编制矿区范围内岩溶率随深度的变化曲线或用反映溶洞发育与各种因素关系的溶洞投影图。从图上确定出岩溶率高、能见率也高的岩段为强含水带,次高岩段为弱含水带。

(3)进行过钻孔简易分段注(压)水试验的矿区,可用下列指标划分含水带:

单位吸水率 $q > 0.001 \text{ L/s.m}$ 为含水带; $q < 0.001 \text{ L/s.m}$ 时可认为是相对隔水层。

(4)根据上述资料,结合研究矿区的风化裂隙、构造裂隙或破碎带、岩溶发育的基本规律,可以划分出比较可靠的含水层厚度。对于各钻孔含水带厚度变化很大,又难于形成统一含水层的情况,可根据各钻孔强弱含水带所控制的面积,取其面积加权平均值,分别定出强、弱含水层的厚度。

3.2.3 渗透系数的确定

(1)垂直方向上存在多层彼此有水力联系的透水性不同的含水层时,渗透系数可取各含水层渗透系数与含水层厚度的加权平均值 K_{cp} 。

潜水含水层:

$$K_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n H_i K_i}{\sum_{i=1}^n H_i} \quad (3-3-1)$$

承压含水层:

$$K_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n M_i K_i}{\sum_{i=1}^n M_i} \quad (3-3-2)$$

式中 K_i ——含水岩系中各分层的渗透系数, m/d ;

H_i ——潜水含水层各分层的厚度, m ;

M_i ——承压含水层各分层的厚度, m 。

(2) 单一含水层渗透性在水平方向上有变化时, 可按下述方法确定:

在裂隙或岩溶矿区渗透性呈不均匀分布时, 先进行渗透性分段, 求得各地段的渗透系数, 然后再用各地段的面积 (F_i) 加权平均计算:

$$K_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n F_i K_i}{\sum_{i=1}^n F_i} \quad (3-3-3)$$

对渗透系数在矿区范围内变化不大时, 可以采用各试验点的算术平均值。

对于岩溶含水层, 当各试验点的渗透系数相差十分悬殊时, 建议采用抽水量大、降深大、影响范围大的抽水孔的试验资料; 当抽水量大而降深小时, 建议采用各试验点渗透系数的平均值来计算正常涌水量, 以试验点中最大渗透系数计算最大涌水量。

对于水文地质条件简单的小型地下开采矿山或中小型露天开采矿山, 在缺少抽水试验资料情况下, 为了大致估算矿坑涌水量, 可采用渗透系数的经验值 (见表 3-3-3)。

3.2.4 给水度和弹性给水度的确定

3.2.4.1 给水度

给水度是被水饱和了的岩土, 在重力作用下自由排出水的能力。其大小为自由排出重力的最大体积与整个岩石体积之比。它在数值上等于饱和水容度与持水度之差。

(1) 松散含水层的给水度用 3-3-4 式确定。

$$\mu = W_n - W_m \quad (3-3-4)$$

式中 μ ——给水度, %;

W_n ——饱和水容度，%；

W_m ——持水度，%。

渗透系数经验值表

表 3-3-3

岩 层	岩 层 颗 粒		渗透系数 (m/d)
	粒 径(mm)	质量百分比(%)	
重亚粘土			<0.05
亚粘土			0.05~0.1
轻亚粘土			0.1~0.25
黄 土			0.25~0.5
粉土质砂			0.5~1
粉 砂	0.05~0.1	70以下	1~6
细 砂	0.1~0.25	>70	5~10
中 砂	0.25~0.5	>50	10~25
粗 砂	0.5~1.0	>50	25~50
极粗的砂	1~2	50	50~100
砾石夹砂			75~150
带粗砂的砾石			100~200
圆砾石			200~500
圆砾大漂石			500~1000

(2) 基岩含水层的给水度，用裂隙率或岩溶率近似表示，见 3-3-5 式。

$$n_{cp} = 10^{-6} M n_{cp} \sqrt{M n_{cp}} \quad (3-3-5)$$

式中 n_{cp} ——含水层平均裂隙率；

$M n_{cp}$ ——为一平方米断面上裂隙的面积。

(3) 岩石的经验给水度

常见岩石给水度的经验值见表 3-3-4。

裂隙岩层和岩溶化岩层的裂隙率和岩溶率可近似为给水度，其经验数值见表 3-3-5。

3.2.4.2 弹性给水度 (μ^*)

表示当水头降低或升高一个单位时，含水层从水平面积为一个单位面积，高度等于含

常见岩石(土)给水度经验数值表

表 3-3-4

岩石(土)名称	给 水 度	岩石(土)名称	给 水 度
砂 砾	0.35~0.30	强裂隙岩层	0.05~0.002
粗 砂	0.30~0.25	弱裂隙岩层	0.002~0.0002
中 砂	0.25~0.20	强岩溶化岩层	0.15~0.05
细 砂	0.20~0.15	中等岩溶化岩层	0.05~0.01
极细砂	0.15~0.10	弱岩溶化岩层	0.01~0.005
亚砂土	0.10~0.07	页 岩	0.05~0.005
亚粘土	0.07~0.04		

坚硬岩石裂隙率经验数值表

表 3-3-5

岩石名称	裂隙率(%)	岩石名称	裂隙率(%)
细粒花岗岩	0.05~0.7	砂 岩	3.2~15.2
粗粒花岗岩	0.3~0.9	疏松的砂岩	6.9~26.9
正 长 岩	0.5~1.4	大 理 岩	0.1~0.2
辉 长 岩	0.6~0.7	石 灰 岩	0.6~16.9
玄 武 岩	0.6~1.3	白 垩	14.4~43.9
玄武岩流	4.4~5.6		

水层厚度的柱体中释放出来或接纳的水体积, 是无量纲。非均质含水层(μ^*)可以随地而异, 大部分承压含水层的弹性给水度在 $10^{-5} \sim 10^{-3}$ 之间。

3.2.5 导水系数和导压系数

(1) 导水系数(T): 表示含水层导水能力的大小, 在数值上等于渗透系数(K)与含水层厚度(M)的乘积, 即 $T = KM$ 。

(2) 导压系数(a): 与含水层厚度(M)、渗透系数(K)和弹性给水度(μ^*)有关, 可用 3-3-6 式求得:

$$a = \frac{KM}{\mu^*} \quad (3-3-6)$$

3.2.6 越补含水层有关参数的确定

越补含水层是指岩层在垂直方向上有多层含水层时, 其中一含水层抽水, 其上下相邻含水层(供给层)通过弱透水层或直接向此含水层进行补给, 这种补给称越流补给, 该抽水含水层称越补含水层。

(1) 越流系数是表示弱透水层在垂直方向上导水性能的参数, 以 $\frac{K_1}{m_1}$, $\frac{K_2}{m_2}$ 表示。

(2) 越流参数表示具有越流条件下的越流作用的参数, 它与越流系数平方根成反比。

$$B = \sqrt{\frac{Tm_1}{K_1}} \text{ 或 } B = \sqrt{\frac{KM}{\frac{K_1}{m_1} + \frac{K_2}{m_2}}} \quad (3-3-7)$$

$$T = KM$$

式中

B ——越流参数;

K ——越补含水层的渗透系数;

M ——越补含水层的厚度;

K_1, K_2 ——上、下弱透水层的渗透系数;

m_1, m_2 ——上、下弱透水层的厚度。

3.2.7 影响半径的确定

确定影响半径的方法很多,在矿坑涌水量计算中常用库萨金和吉哈尔特经验公式作近似计算。当设计的矿山进行了大降深群孔抽水试验或坑道放水试验时,为了推求较为准确的影响半径,可利用观测孔网资料为基础的图解法进行推求。

3.2.7.1 经验公式法

计算影响半径的主要经验公式见表 3-3-6。

计算影响半径的经验公式表

表 3-3-6

公 式	作 者	应用条件	公式中符号说明
$R = 2S\sqrt{HK}$	库 萨 金	计算潜水含水层群井、基坑、矿山巷道的影响半径,有时也用于承压含水层	R —影响半径, m; Q —抽水时的涌水量, m^3/d ; H —承压水和潜水含水层的厚度, m; K —渗透系数, m/d;
$R = 10S\sqrt{K}$	吉哈尔特	潜水及承压水抽水初期确定影响半径	h —抽水时的水柱高度, m; S —抽水时的水位降深, m; ω —单位面积内的渗透量, m^3/h ;
$R = 47\sqrt{\frac{6HKt}{\mu}}$	库 萨 金	潜 水	μ —给水度; t —由开始抽水至稳定下降漏斗形成的时间, h;
$R = 60\sqrt{\frac{6HKt}{\mu}}$	舒 尔 米	潜 水	I —自然条件下的水力坡度
$R = 74\sqrt{\frac{6HKt}{\mu}}$	维 别 尔	潜 水	
$R = \sqrt{\frac{K}{\omega}}(H^2 - h^2)$	苏洛夫和卡赞斯基	计算泄水沟和排水渠的影响半径	
$R = \sqrt{\frac{12t}{\mu}} \sqrt{\frac{2H}{\pi}}$	柯 泽 尼	潜水完整井	
$R = \sqrt{\frac{10KHt}{\mu}}$	维 别 尔	承压水	
$R = 0.1\sqrt{\frac{Q}{KHt}}$	别里托夫斯基	潜 水	
$R = 0.34\sqrt{\frac{Q}{w}}$	苏洛夫卡赞斯基	根据渗透值确定单孔或单井长期抽水影响半径引用值	
$R = \frac{1.5Q}{HKt}$	特罗扬斯基	潜水完整井	

3.2.7.2 图解法

当设计矿山做了大降深群孔抽水或坑道放水试验时,为了推求较为准确的影响半径,可利用观测孔实测资料,用图解法确定影响半径。

1. 自然数直角坐标图解法

在直角坐标上,将抽水孔与分布在同一直线上的各观测孔的同一时刻所测得的水位连结起来,沿曲线趋势延长,与抽水前的静止水位线相交,该交点至抽水孔的距离即为影响半径(见图 3-3-1)。观测孔较多时,用图解法确定的影响半径较为准确。

2. 半对数坐标图解法

在横坐标用对数表示观测孔至抽水孔的距离,纵坐标用自然数表示抽水主孔及观测孔水位降深的直角坐标系中,将抽水主孔的稳定水位降深及同时刻的观测孔水位降低标绘在相应位置,连结这两点并延长与横坐标的交点即为影响半径(见图 3-3-2)。当有两个或两个以上观测孔时,以观测孔稳定水位降深绘图更准些。

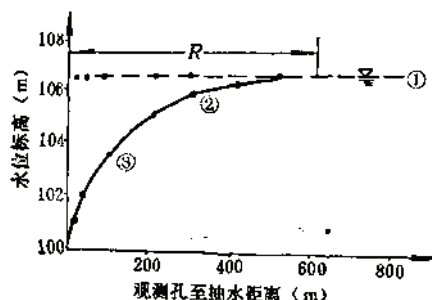


图 3-3-1 自然数直角坐标图解法求影响半径示意图

①—静止水位; ②—动水位; ③—观测孔水位

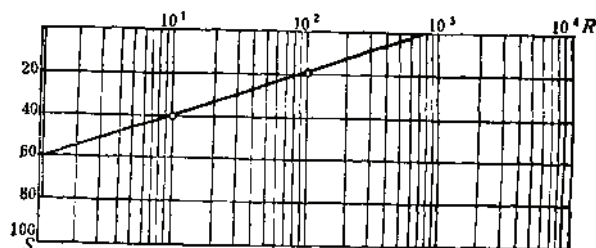


图 3-3-2 半对数坐标图解法求影响半径示意图

3.2.7.3 影响半径经验数值

根据岩层性质、颗粒粒径及单位涌水量与影响半径的关系来确定影响半径,见表 3-3-7 与表 3-3-8。

松散岩土影响半径(R)经验数值表

表 3-3-7

岩 土 名 称	主要颗粒粒径(mm)	影响半径(m)
粉 砂	0.05~0.1	25~50
细 砂	0.1~0.25	50~100
中 砂	0.25~0.5	100~200
粗 砂	0.5~1.0	300~400
极粗砂	1.0~2.0	400~500
小 砾	2.0~3.0	500~600
中 砾	3.0~5.0	600~1500
大 砾	5.0~10.0	1500~3000

单位涌水量与影响半径关系表

表 3-3-8

单位涌水量(L/S·m)	影响半径(m)	单位涌水量(L/S·m)	影响半径(m)
>2.0	>300~500	0.5~0.33	25~50
2.0~1.0	100~300	0.33~0.2	10~25
1.0~0.5	50~100	<0.2	<10

3.2.8 引用半径和引用影响半径的确定

3.2.8.1 引用半径的确定

按坑道系统所占范围加以圈定,并使其等于一假想圆面积,此圆的半径即为引用半径(r_0),亦称“大井”半径。不同几何形态坑道系统引用半径的计算公式见表 3-3-9。

上述表 3-3-9 中公式的 η 、 θ 值用表 3-3-10 和表 3-3-11 确定。

确定引用半径(r_0)的公式表

表 3-3-9

矿坑平面图		r_0 表达式	公式符号说明
	矩形	$r_0 = \eta \frac{a+b}{4}$	当 $a/b > 10$ 时 $r_0 = 0.25a$ η 值查表 3-3-10
	正方形	$r_0 = 0.59a$	
	菱形	$r_0 = \eta \frac{c}{2}$	η 值查表 3-3-10
	椭圆形	$r_0 = \frac{a+b}{4}$	
	不规则圆形	$r_0 = \sqrt{\frac{F}{\pi}}$	F —中段坑道系统面积 $\frac{a}{b} < 2 \sim 3$ 时适用
	不规则多边形	$r_0 = \frac{C}{2\pi}$ $r_0 = 2\pi \sqrt{P_1 P_2 P_3 \dots P_{1n}}$	C —多边形周长; m , n —多边形顶角的个数; $P_1 P_2 P_3 \dots P_{1n}$ —多边形 顶及其各边中点至重心 的距离

矩形矿坑的 η 值表

表 3-3-10

$\frac{b}{a}$	<0.05	0.05	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	≥ 0.6
η	1.00	1.05	1.08	1.12	1.14	1.16	1.17	1.18

菱形矿坑的 η 值表

表 3-3-11

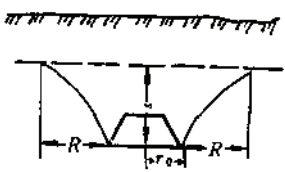
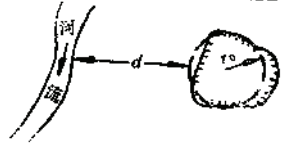
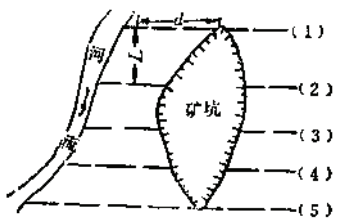
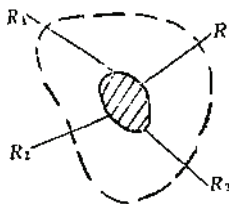
θ	<18°	18°	36°	54°	72°	90°
η	1.00	1.06	1.11	1.15	1.17	1.18

3.2.8.2 引用影响半径的确定

考虑了矿坑系统引用半径(r_0)后的影响半径称为引用影响半径(R_0)，其确定方法见表 3-3-12。

确定引用影响半径(R_0)的公式表

表 3-3-12

剖面或平面图示	适用条件	R_0 表达式	公式符号说明
	矿坑所在含水层呈均质无界分布，天然水位近于水平时	$R_0 = R + r_0$	R_0 —引用影响半径，m； R —排水时影响半径，m； r_0 —矿坑引用半径，m；
	含水层各向均质，位于河旁的近似圆形的矿坑	$R_0 = 2d + r_0$	d —矿坑边界至河流的距离，m
	含水层各向均质，位于河旁，外形较复杂的矿坑	$R_0 = \frac{\sum d_i p_i L}{\sum L} + r_0$	$d_i p_i$ —相邻两剖面间矿坑边界与地表水边界的平均距离，m； L —相邻两剖面间的垂直距离，m
	矿坑各方向岩层呈非均质时，降落漏斗复杂，应首先计算出各不同渗透段内影响半径后求出平均值	$R_0 = \frac{\sum_{i=1}^n R_i}{n} + r_0$ $R_0 = \frac{P}{2\pi} + r_0$	P —降落漏斗周长，m； R_i —各渗透段内的影响半径，m； n —渗透段个数，个

3.3 井巷工程涌水量计算

井巷工程涌水量计算包括竖井、斜井、平巷（或明沟）的涌水量计算。

3.3.1 竖井涌水量计算

3.3.1.1 经验公式法

若在竖井位置及其附近有三个或三个以上降深的稳定流抽水试验资料，可用本方法计算竖井涌水量。

1. 计算步骤

（1）根据抽水试验资料，作涌水量（ Q ）与降深（ S ）的关系曲线，即 $Q=f(s)$ 曲线；

（2）根据抽水试验资料，用图解法、差分法或曲度法判断涌水量曲线方程类型，并找出相应的涌水量方程式；

（3）根据相应的方程式计算与设计竖井水位降深相同时的钻孔涌水量 Q_i ；

（4）根据钻孔涌水量 Q_i 换算成为竖井涌水量。

2. 计算方法

1) 绘制 $Q=f(s)$ 曲线

根据钻孔抽水试验资料，绘制 $Q=f(s)$ 曲线。

2) 涌水量曲线方程类型的判断

（1）图解法

根据已绘出的 $Q=f(s)$ 曲线如为非直线型应进行单位水位降深、双对数或单对数变换。根据 $Q=f(s)$ 或经过变换后的直线图形形式即可判定涌水量曲线方程类型。

若 $Q=f(s)$ ，在 Q, s 直角坐标中是直线关系，则涌水量曲线方程为直线型，见表3-3-13中图（1），即 $Q=qs$ ；

若 $S_0=f(Q)$ 在 S_0, Q 直角坐标中是直线关系，则涌水量曲线方程为抛物线型，见表3-3-13中图（2）及图（3）；即 $S=aQ+bQ^2$ ，亦即 $S_0=a+bQ$ ；

若 $\lg Q=f(\lg S)$ 在 $\lg Q, \lg S$ 直角坐标中是直线关系，则涌水量曲线方程为指数型，见表3-3-13中图（4）及图（5），即 $Q=q_0\sqrt[m]{S}$ ，亦即 $\lg Q=\lg q_0+\frac{1}{m}\lg S$ ；

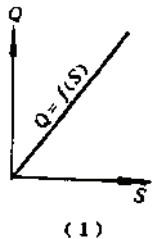
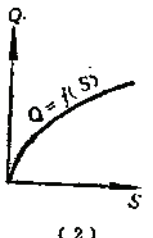
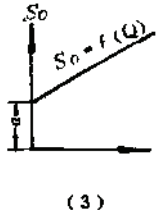
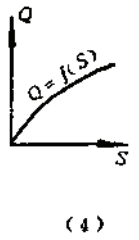
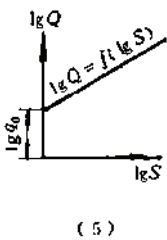
若 $Q=f(\lg S)$ 在 $Q, \lg S$ 直角坐标中是直线关系，则涌水量曲线方程为对数型，见表3-3-13中图（6）及图（7），即 $Q=a+b\lg S$ 。

（2）差分法

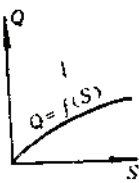
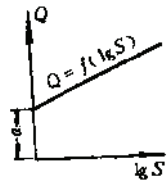
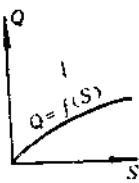
一般凡属直线方程或直线化的抛物线方程 $S_0=a+bQ$ 、指数方程 $\lg Q=\lg q_0+\frac{1}{m}\lg S$ 、对数方程 $Q=a+b\lg S$ 的一阶差分虽为常数，但不相等。在这种情况下，可根据曲线拟合差的大小来判断接近那种涌水量方程。选取拟合误差最小的曲线相对应的涌水量方程式，作为竖井涌水量计算的方程式。

$Q=r(S)$ 曲线方程式及其适用条件表

表 3-3-13

涌水量方程式	涌水量曲线	改变后的涌水量方程式	改变后的涌水量曲线	计算公式	符号说明
$Q=qS$	 (1)			$Q_i = S_i$	Q —涌水量, m^3/d ; H —潜水含水层厚度, m ; S —水位降低值, m ; S_n —抽水试验中最大水位降低值, m ; Q_n —相应于水位降低 S_n 时的抽水孔涌水量, $m^3/d \cdot m$; q —抽水孔的单位涌水量, m^3/d ;
$S=aQ+bQ^2$	 (2)	方程两边除 Q $S_0 = a + bQ$ $S_0 = \frac{S}{Q}$	 (3)	$Q_i = \frac{\sqrt{a^2 + 4bS_i} - a}{2b}$ $a = \frac{S_1Q_2^2 - S_2Q_1^2}{Q_1Q_2^2 - Q_2Q_1^2}$ $b = \frac{S_1Q_2 - S_2Q_1}{Q_1^2Q_2 - Q_2^2Q_1}$	a, b, q_0, m —决定于抽水试验的经验系数; S_0 —单位水位降落, m ; S_i —相应于整井的设计水位降低值, m ; Q_i —相应于水位降低 S_i 时的抽水孔涌水量, m^3/d ;
$Q=q_0\sqrt{S}$	 (4)	方程两边取对数 $\lg Q = \lg q_0 + \frac{1}{m} \lg S$	 (5)	$Q_i = q_0 \sqrt{S_i}$ $m = \frac{\lg S_2 - \lg S_1}{\lg Q_2 - \lg Q_1}$ $\lg q_0 = \lg Q_1 - \frac{\lg S_1}{m}$	S_1, S_2 —抽水试验中, 第一、第二次水位降低值, m ; Q_1, Q_2 —相应于水位降低 S_1, S_2 时的抽水孔涌水量, m^3/d

续表

涌水量方程式	涌水量曲线	改变后的涌水量方程式	改变后的涌水量曲线	计算公式	符号说明
$Q = a + b \lg S$	 (6)	仍用原式 $Q = a + b \lg S$	 (7)	$Q_1 = a + b \lg S_1$ $a = Q_1 - b \lg S_1$ $b = \frac{Q_2 - Q_1}{\lg S_2 - \lg S_1}$	
$Q = Q_n \frac{(2H - S)S}{(2H - S_n)S_n}$	 (8)			$Q_i = Q_n \frac{(2H - S_i)S_i}{(2H - S_n)S_n}$	

一阶差分误差的大小可用曲线拟合误差(c)来表示:

$$C = \frac{\Delta_2' - \Delta_1'}{(\Delta_2' + \Delta_1')/2} \quad (3-3-8)$$

式中 Δ_1' , Δ_2' ——一阶差分, 足标为差分的顺序号。

以某钻孔三次抽水资料(表3-3-14)为例, 将其值代入各种不同涌水量方程式, 求其拟合误差(C), 其结果见表3-3-15。

某钻孔三次抽水试验资料表

表3-3-14

水位下降次序	第一次	第二次	第三次
降 深 (m)	11.96	18.31	25.27
涌 水 量 (L/S)	1.55	1.88	2.17

涌水量方程拟合误差计算结果表

表3-3-15

方 程 类 型	一 阶 差 分		曲线拟合误差 $C = \frac{\Delta_2' - \Delta_1'}{(\Delta_2' + \Delta_1')/2}$
	计 算 公 式	计 算 数 据	
抛 物 线 型 $S_0 = a + bQ$	$\Delta_1' = \frac{\Delta S_{02} - \Delta S_{01}}{\Delta Q_2 - \Delta Q_1}$	6.128	6.779
	$\Delta_2' = \frac{\Delta S_{03} - \Delta S_{02}}{\Delta Q_3 - \Delta Q_2}$	6.558	
指 数 型 $\lg Q = \lg q_0 + \frac{1}{m} \lg S$	$\Delta_1' = \frac{\Delta \lg Q_2 - \Delta \lg Q_1}{\Delta \lg S_2 - \Delta \lg S_1}$	0.4535	-1.825
	$\Delta_2' = \frac{\Delta \lg Q_3 - \Delta \lg Q_2}{\Delta \lg S_3 - \Delta \lg S_2}$	0.4553	
对 数 型 $Q = a + b \lg S$	$\Delta_1' = \frac{\Delta Q_2 - \Delta Q_1}{\Delta \lg S_2 - \Delta \lg S_1}$	1.788	1.504
	$\Delta_2' = \frac{\Delta Q_3 - \Delta Q_2}{\Delta \lg S_3 - \Delta \lg S_2}$	2.078	

根据对各种涌水量方程拟合误差计算结果进行相互对比, 得出指数型方程拟合误差最小为-1.825, 则选用指数型涌水量方程计算竖井涌水量最合适。但在选用涌水量曲线方程类型时, 应考虑涌水量曲线方程类型的相互转化问题。如果井的结构不变时, 随着水位降深增大, 涌水量曲线方程一般由指数型转化为抛物线型, 最后转化为对数型。因此, 推算降深较小时可选用指数型, 推算降深很大时, 可选用对数型。

(3) 曲度法

是用涌水量曲线 $Q = f(S)$ 的曲度值来确定曲线类型。计算公式如下:

$$n = \frac{\lg S_2 - \lg S_1}{\lg Q_2 - \lg Q_1} \quad (3-3-9)$$

当 $n = 1$ 时, 为直线型;

当 $1 < n < 2$ 时, 为指数型;

当 $n = 2$ 时, 为抛物线型;

当 $n > 2$ 时, 为对数型;

当 $n < 1$ 时, 为反常型。

此法适用于计算允许推算水位降深范围内的涌水量曲线方程类型的判别。

3) 设计竖井要求水位降深的钻孔涌水量 Q_i 计算

当确定变换后的涌水量直线方程式之后, 可按表 3-3-13 中所列公式计算设计竖井所要求水位降深时的钻孔涌水量。

4) 竖井涌水量的换算

根据上述经验公式推算所得到的钻孔涌水量 Q_i , 可通过以下方法换算成为竖井的涌水量 Q 。

若为无界含水层时:

$$Q_i = \frac{2\pi KMS_i}{\ln R_i - \ln r_i} \quad (3-3-10)$$

相应的竖井涌水量可以用下式表示:

$$Q = \frac{2\pi KMS_i}{\ln R - \ln r} \quad (3-3-11)$$

3-3-10 与 3-3-11 相比右端分子相等, 消去后即得竖井涌水量换算公式如下:

$$Q = Q_i \frac{\ln R_i - \ln r_i}{\ln R - \ln r} \quad (3-3-12)$$

式中 Q_i ——水位降低与竖井要求降低相同时, 抽水钻孔涌水量, m^3/d ;

R ——竖井排水时的影响半径, m ;

R_i ——水位降低与竖井要求的水位降低相同时, 抽水钻孔的影响半径, m ;

r ——竖井半径, m ;

r_i ——抽水钻孔的半径, m 。

其它各种有界含水层中的竖井涌水量, 可依据竖井所在不同边界条件, 选择表 3-3-16 中公式, 按上述方法进行推导。

3.3.1.2 稳定流解析法

1. 地下水呈层流时的稳定流解析法

地下水呈层流时, 不同边界条件的稳定流解析法计算井筒涌水量公式见表 3-3-16。

2. 紊流或混合流态下竖井涌水量的计算

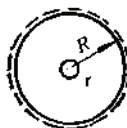
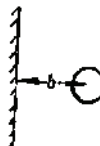
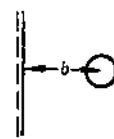
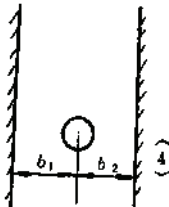
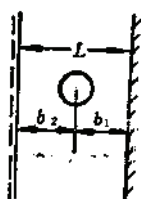
1) 地下水流态的判定方法

(1) 根据流态指数 m 判定地下水流态需有二个观测孔的抽水资料 (见表 3-3-19)。对潜水可用试算图解法求得 m 值, 具体方法如下:

$$\text{设 } a = \frac{Y_2^{m+1} - Y_1^{m+1}}{Z_2^{m+1} - Z_1^{m+1}}, \quad b = \frac{Q_1^m}{Q_2^m}$$

层流时稳定流解析法井筒涌水量计算公式表

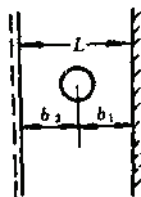
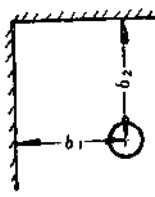
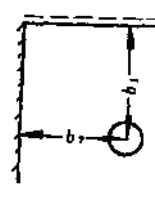
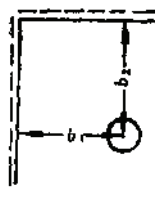
表 3-3-16

含水层类型	潜水	承压水	承压—潜水	计算公式中符号说明
计算公式	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h_0^2)}{R_c}$	$Q = \frac{4\pi KMS}{R_c}$	$Q = \frac{2\pi K((2H - M)M - h_0^2)}{R_c}$	
图示	完整井	非完整井		
	$R_c = 2.1 \ln \frac{R}{r}$	$R_c = 2.1 \ln \frac{R}{r} + \xi_0$		
	$R_c = 2.1 \ln \frac{R^2}{2rb}$	$R_c = 2.1 \ln \frac{R^2}{2br} + \xi_0 + \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b} \right)$		
	$R_c = 2.1 \ln \frac{2b}{r}$	$R_c = 2.1 \ln \frac{2b}{r} + \xi_0 - \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b} \right)$		
	$R_c = \frac{\pi R}{b} + 2.1 \ln \frac{b}{\pi r}$	$R_c = \frac{\pi R}{b} + 2.1 \ln \frac{b}{\pi r} + \xi_0 + 2 \sum_{i=1}^{\infty} \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2ib} \right)$		
	$R_c = 2.1 \ln \frac{0.64 L \sin \frac{\pi b_1}{L}}{r}$	$R_c = 2.1 \ln \frac{0.64 L \sin \frac{\pi b_1}{L}}{r} + \xi_0 - \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_1} \right) - \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_2} \right) + 2 \sum_{i=1}^{\infty} \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2iL} \right) - \sum_{i=1}^{\infty} \xi \left[\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_1 + (2+i)b_2} \right] - \sum_{i=1}^{\infty} \xi \left[\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_2 + (2+i)b_1} \right]$		

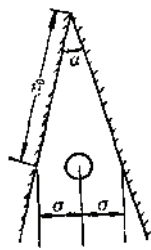
Q —竖井涌水量, m^3/d ;
 K —渗透系数, m/d ;
 H —潜水含水层厚度或承压含水层由底板算起的水头值, m ;
 S —水位降低值, m ;
 r —井筒半径, m ;
 R —影响半径, m ;
 R_c —水流阻力系数;
 b, b_1, b_2 —井筒至供水或隔水边界的距离, m ;
 M —承压含水层的厚度, m ;
 h_0 —井筒中水柱高, m ;
 L —二供水、二隔水或一供一隔水边界之间的距离, m ;
 ξ_0, ξ —取决于 $\left(\frac{l}{M}, \frac{M}{r} \right)$ 的非完整井系数;
 查表 3-3-17 或表 3-3-18 或图 3-3-3 及图 3-3-4 确定;
 i —映射井至抽水井的距离 (其值取至 $1.5M$ 为止), m

Q —竖井涌水量, m^3/d ;
 K —渗透系数, m/d ;
 H —潜水含水层厚度或承压含水层由底板算起的水头值, m ;
 S —水位降低值, m ;
 r —井筒半径, m ;
 R —影响半径, m ;
 R_c —水流阻力系数;
 b, b_1, b_2 —井筒至供水或隔水边界的距离, m ;
 M —承压含水层的厚度, m ;
 h_0 —井筒中水柱高, m ;
 L —二供水、二隔水或一供一隔水边界之间的距离, m ;
 ξ_0, ξ —取决于 $\left(\frac{l}{M}, \frac{M}{r} \right)$ 的非完整井系数: 查表 3-3-17 或表 3-3-18 或者图 3-3-3 及图 3-3-4 确定;
 i —映射井至抽水井的距离 (其值取至 $1.5M$ 为止), m

续表

含水层类型	潜水	承压水	承压—潜水	计算公式中符号说明
计算公式	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h_0^2)}{R_c}$	$Q = \frac{4\pi KMS}{R_c}$	$Q = \frac{2\pi K(2H - M)M - h_0^2}{R_c}$	
图 示	完整井	非完整井		
 (6)	$R_c = 2 \ln \frac{1.27 L \operatorname{ctg} \frac{\pi b_1}{2L}}{r}$	$R_c \approx 2 \ln \frac{1.27 L \operatorname{ctg} \frac{\pi b_1}{2L}}{r} + \xi_0 +$ $+ \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_1} \right) - \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_2} \right)$ $- 2\xi \times \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_1 + 2b_2} \right) +$ $+ \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_1 + 4b_2} \right) -$ $- \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_2 + 4b_1} \right)$		
 (7)	$R_c = 2 \ln \frac{R^4}{8b_1 b_2 r \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}$	$R_c = 2 \ln \frac{R^4}{8b_1 b_2 r \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}$ $+ \xi_0 + \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_1} \right)$ $+ \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_2} \right)$ $+ \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{\sqrt{b_1^2 + b_2^2}} \right)$		
 (8)	$R_c = 2 \ln \frac{2b_1 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{b_2 r}$	$R_c = 2 \ln \frac{2b_1 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{b_2 r}$ $+ \xi_0 + \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_1} \right)$ $- \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_2} \right)$ $- \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2\sqrt{b_1^2 + b_2^2}} \right)$		
 (9)	$R_c = 2 \ln \frac{2b_1 b_2}{r \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}$	$R_c = 2 \ln \frac{2b_1 b_2}{r \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}$ $+ \xi_0 - \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_1} \right)$ $- \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2b_2} \right)$ $+ \xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{2\sqrt{b_1^2 + b_2^2}} \right)$		

续表

含水层类型	潜水	承压水	承压—潜水	计算公式中符号说明
计算公式	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h_0^2)}{R_c}$	$Q = \frac{4\pi KMS}{R_c}$	$Q = \frac{2\pi KC[(2H - M)M - h_0^2]}{R_c}$	
图示	完整井	非完整井		
 (10)	$R_c = 2 \ln \frac{R^*}{\pi x_0^{n-1} r}$ 或 $R_c = \frac{2\pi x_0}{\sigma} \ln \frac{R}{x_0} + 2 \ln \frac{\sigma}{\pi r}$	$R_c = 2 \ln \frac{R^*}{\pi x_0^{n-1} r} + \xi_0 +$ $+ 2 \sum_{i=1}^{n-1} \xi \left(-\frac{1}{M}, \frac{M}{x_0 \sin \frac{i\alpha}{2}} \right)$		

$n = \frac{360^\circ}{\alpha^\circ}$ (n 为整数)
 σ —井、矿坑至边界距离, m;
 x_0 —井或矿坑中心到两相交隔水边界交点的距离, m

$n = \frac{360^\circ}{\alpha}$ (α 为整数)
 σ —井、矿坑至边界距离, m;
 x_0 —井或矿坑中心到两相交隔水边界交点的距离, m

稳定流非完整井补充水流阻力值 ξ 。表 ($C = 0$)

表 3-3-17

l/M	M/r									
	0.5	1	3	10	30	100	200	500	1000	2000
0.05	0.00423	0.135	2.30	12.6	35.5	71.9	94	126	149	169
0.1	0.00391	0.122	2.01	10.4	24.3	42.8	53.8	69.5	79.6	90.9
0.3	0.00297	0.0908	1.29	4.79	9.23	14.5	17.7	21.8	24.9	28.2
0.5	0.00165	0.0494	0.656	2.26	4.21	6.55	7.86	9.64	11.0	12.4
0.7	0.000546	0.0167	0.237	0.879	1.69	2.67	3.24	4.01	4.58	5.19
0.9	0.000048	0.0015	0.0251	0.128	0.334	0.528	0.664	0.846	0.983	1.12

稳定流非完整井补充水流阻力值 ξ 。表 ($C \neq 0$)

表 3-3-18

l/M	C/M	M/r				
		10	30	100	500	1000
0.1	0	10.4	24.5	43.5	70.2	81.8
	0.1	6.48	17	33.6	59.7	71.8
	0.2	5.23	15.6	32.6	58.6	70.4
	0.3	4.91	15.1	31.9	58.1	70.3
	0.45	4.3	14.5	31.5	57.5	70.2
	0.6	4.91	15.1	31.9	58.1	70.3
	0.7	5.23	15.6	32.6	58.6	70.4
	0.8	6.48	17.0	33.6	59.7	71.8
	0.9	10.4	24.5	43.5	70.2	81.8
0.3	0	4.79	9.2	14.5	21.8	24.9
	0.1	3.3	7.13	12.2	19.3	22.3
	0.2	2.72	6.58	11.6	18.8	21.9
	0.35	2.4	6.2	11.4	18.7	21.8
	0.5	2.72	6.58	11.6	18.8	21.9
	0.6	3.3	7.13	12.2	19.3	22.3
	0.7	4.79	9.12	14.5	21.8	24.9

续表

l/M	C/M	M/r				
		10	30	100	500	1000
0.5	0	2.26	4.21	6.5	9.64	11.0
	0.1	1.51	3.23	5.41	8.49	9.9
	0.25	1.20	2.9	5.12	8.24	9.64
	0.4	1.51	3.23	5.41	8.49	9.9
	0.5	2.26	4.21	6.5	9.64	11.0

注：表 3-3-17 和表 3-3-18 适用于承压非完整井，对于潜水井应用此二类时，需按下列值代换：

$l = l_0 - \frac{S}{2}$, $M = H - \frac{S}{2}$, $C = C_0 - \frac{S}{2}$ (l_0 为过滤器底部至潜水静止水位的距离； C_0 为过滤顶部至静止水位的距离)。

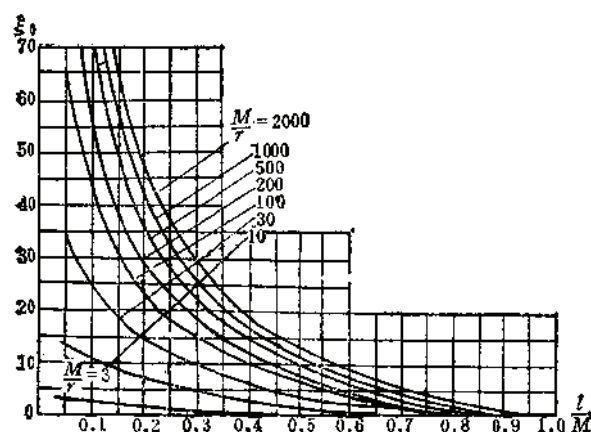


图 3-3-3 稳定流不完整井补充水流阻力图 ($C = 0$)

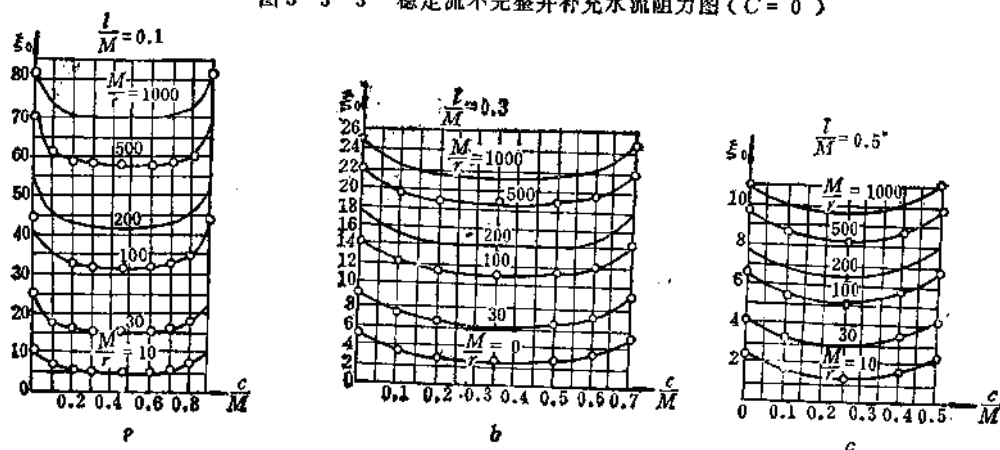


图 3-3-4 稳定流不完整井补充水流阻力图 ($C \neq 0$)

a— $l/M = 0.1$, b— $l/M = 0.3$, c— $l/M = 0.5$

判定地下水流态的计算公式及指标表

表 3-3-19

公 式	判定指标	适用条件	符 号 说 明
$\frac{y_2^{m+1} - y_1^{m+1}}{Z_2^{m+1} - Z_1^{m+1}} = \frac{Q_1^m}{Q_2^m}$ (见图 3-3-5, 6)	$m=1$ 时为层流 $m=2$ 时为紊流	潜 水	m —地下水流态指数; Q_1, Q_2 —第一次和第二次水位降低时主孔的涌水量, L/S ; y_1, y_2 和 Z_1, Z_2 —第一次和第二次抽水时观测孔 1 和观测孔 2 的动水位, m ; X_1, X_2 —主孔至观测孔 1, 2 的距离, m
$m = \frac{\lg Z_2 - Z_1 - \lg(y_2 - y_1)}{\lg Q_2 - \lg Q_1}$	$m=1 \sim 2$ 时为混合流	承压水	

注: 地下水为径向混合流时, m 值应为一变值, $m=f(r)$, 愈近井中心, m 值愈大。为了简化计算, 式中的 m 值近似的看作为井作用区内各流态指数的平均值, 即不随井距变化的某一固定值。

代入不同的 m 值 (如 $m=1, 1.25, 1.5, 1.75, 2 \dots$), 求出相应的 a, b 值。然后取直角坐标, 横坐标为 m 值, 纵坐标为 a 或 b 值, 分别绘出 $a=f(m)$ 和 $b=f(m)$ 二条曲线, 其交点即为所求的 m 值 (见图 3-3-5 及图 3-3-6), 按表 3-3-19 中 m 指标判定地下水流态。

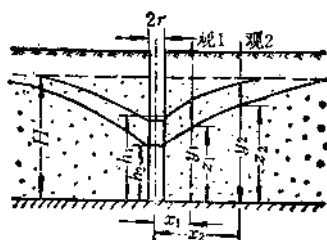


图 3-3-5 潜水井降落漏斗图

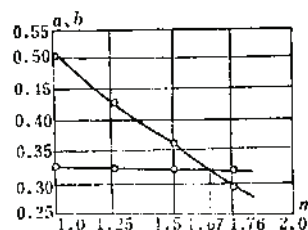
H —含水层厚度; h_1, h_2 —主孔、二次抽水时水位;

y_1, y_2 —第一次抽水观测孔 1、2 水位;

z_1, z_2 —第二次抽水观测孔 1、2 水位;

x_1, x_2 —观测孔 1、2 至主孔距离;

r —钻井半径

图 3-3-6 确定流态指数 m 图

(2) 根据二次抽水试验资料判定地下水流态:

若二次抽水试验资料满足或接近下式为层流, 否则为紊流。

地下水流态经验数值判定表

表 3-3-20

表示裂隙宽度 的岩石名称	裂隙宽度 (cm)	水流实际流速 (cm/s)					
		0.001	0.01	0.1	1.0	10.0	100.0
		裂隙临界宽度 (cm)					
		26	8.5	2.6	0.8	0.26	0.08
页岩及某些火成岩	0.001~0.01						→
风化花岗岩	0.1~0.3						×
砂岩及某些喷出岩	0.3~0.5				→	×	×
厚层状砂岩	0.1~3				×	×	×
石灰岩	5	→		×	×	×	×
岩溶裂隙石灰岩	10~20	→	×	×	×	×	×

注: “→” 层流存在范围; “×” 紊流存在范围。

$$\text{承压水: } \frac{Q_1}{Q_2} = \frac{S_1}{S_2} \quad (3-3-13)$$

$$\text{潜水: } \frac{Q_1}{Q_2} = \frac{(2H - S_1)S_1}{(2H - S_2)S_2} \quad (3-3-14)$$

式中 Q_1, Q_2 ——水位降低为 S_1 和 S_2 时的流量, m^3/d ; S_1, S_2 ——第一次、第二次抽水水位降, m; H ——潜水含水层厚度, m。

(3) 按经验数值判定地下水流态, 见表 3-3-20。

2) 竖井涌水量计算公式

紊流或混合流态下, 竖井涌水量的计算公式见表 3-3-21。

3.3.1.3 非稳定流解析法

各种边界条件下非稳定流解析法井筒涌水量计算公式见表 3-3-22。

3.3.2 斜井涌水量计算

斜井涌水量计算方法目前尚不够成熟。一般情况下, 当斜井角度大于 45° 时按竖井计算, 小于 45° 时按平巷计算。但含水层厚度应取其厚度的平均值。巷道长度应取斜井长度的水平投影值, 按下式计算:

$$L = L' \cos \alpha \quad (3-3-15)$$

式中 L' ——斜井长度, m; α ——斜井角度, 度。

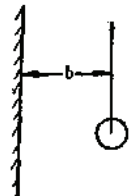
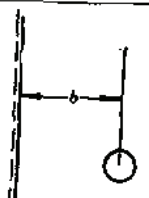
3.3.3 平巷 (或明沟) 涌水量计算

(1) 平巷 (明沟) 涌水量稳定流计算公式见表 3-3-25。

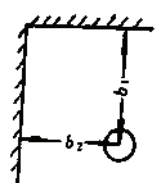
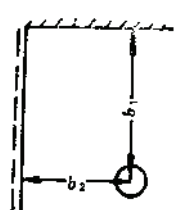
(2) 平巷 (明沟) 涌水量非稳定流计算公式见表 3-3-27。

紊流或混合流态下竖井涌水量计算公式表

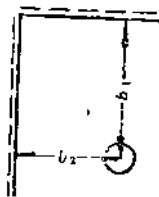
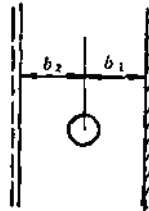
表 3-3-21

图 形	含水层类型	紊流计算公式	混合流计算公式	适用条件	说 明
(1) 	潜水	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{(H^3 - h_0^3)r}{3}}$	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{r^{m+1}(m-1)(H^{m+1} - h_0^{m+1})}{m+1}}$	远离地表水体与隔水边界	M——承压水含水层厚度 m——潜水含水层厚度或水头高度, m; h_0——井内水位高度, m; m——水井影响区内的平均流态系数值, 在 1—2 之间 b——水井到边界距离, m; 如 b 值很大时, 可舍去 $\frac{1}{(2b)^{m-1}}$ 项
	承压水	$Q = 2\pi KM \sqrt{(H - h_0)r}$	$Q = 2\pi KM \sqrt{(m-1)r^{m-1}(H - h_0)}$		
(2) 	潜水	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{H^3 - h_0^3}{3\left(\frac{1}{r} + \frac{1}{2b}\right)}}$	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{H^{m+1} - h_0^{m+1}}{\frac{1}{r^{m-1}} + \frac{1}{(2b)^{m-1}}}} \left(\frac{m-1}{m+1}\right)$	井位于隔水边界附近	
	承压水	$Q = 2\pi KM \sqrt{\frac{H - h_0}{\frac{1}{r} + \frac{1}{2b}}}$	$Q = 2\pi KM \sqrt{\frac{(m-1)(H - h_0)}{\frac{1}{r^{m-1}} + \frac{1}{(2b)^{m-1}}}}$		
(3) 	潜水	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{H^3 - h_0^3}{3\left(\frac{1}{r} - \frac{1}{2b}\right)}}$	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{H^{m+1} - h_0^{m+1}}{\frac{1}{r^{m-1}} - \frac{1}{(2b)^{m-1}}}} \left(\frac{m-1}{m+1}\right)$	井位于供水边界附近	b_1, b_2 值相对 r 值很大时, 可舍去 $\frac{1}{(2b_1)^{m-1}}$ 与 $\frac{1}{(2b_2)^{m-1}}$ 二项 Q——水井的出水量, m^3/d; r——水井半径, m; K——渗透系数, m/d
	承压水	$Q = 2\pi KM \sqrt{\frac{H - h_0}{\frac{1}{r} - \frac{1}{2b}}}$	$Q = 2\pi KM \sqrt{\frac{H - h_0}{\frac{1}{r^{m-1}} - \frac{1}{(2b)^{m-1}}}} (m-1)$		

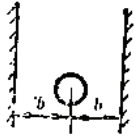
续表

图 形	含水层类型	承压水计算公式	混合流计算公式	适用条件	说 明
 (4)	潜水	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{H^3 - h_0^3}{3\left(\frac{1}{r} + \frac{1}{2b_1} + \frac{1}{2b_2}\right)}}$	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{m-1}{m+1}} \times$ $\times \sqrt{\frac{H^{m+1} - h_0^{m+1}}{\frac{1}{r^{m-1}} + \frac{1}{(2b_1)^{m-1}} + \frac{1}{(2b_2)^{m-1}} + \frac{1}{(2\sqrt{b_1^2 + b_2^2})^{m-1}}}}$	井位于二直交隔水边界附近	
	承压水	$Q = 2\pi KM \sqrt{\frac{H - h_0}{\frac{1}{r} + \frac{1}{2b_1} + \frac{1}{2b_2}}}$	$Q = 2\pi KM \sqrt{\frac{m-1}{m+1}} \times$ $\times \sqrt{\frac{H - h_0}{\frac{1}{r^{m-1}} + \frac{1}{(2b_1)^{m-1}} + \frac{1}{(2b_2)^{m-1}} + \frac{1}{(2\sqrt{b_1^2 + b_2^2})^{m-1}}}}$		
 (5)	潜水	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{H^3 - h_0^3}{3\left(\frac{1}{r} + \frac{1}{2b_1} - \frac{1}{2b_2}\right)}}$	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{m-1}{m+1}} \times$ $\times \sqrt{\frac{H^{m+1} - h_0^{m+1}}{\frac{1}{r^{m+1}} + \frac{1}{(2b_1)^{m+1}} - \frac{1}{(2b_2)^{m+1}} - \frac{1}{(2\sqrt{b_1^2 + b_2^2})^{m+1}}}}$	井位于直交的隔水与供水边界之间	
	承压水	$Q = 2\pi KM \sqrt{\frac{H - h_0}{\frac{1}{r} + \frac{1}{2b_1} - \frac{1}{2b_2}}}$	$Q = 2\pi KM \sqrt{\frac{m-1}{m+1}} \times$ $\times \sqrt{\frac{H - h_0}{\frac{1}{r^{m-1}} + \frac{1}{(2b_1)^{m-1}} - \frac{1}{(2b_2)^{m-1}} - \frac{1}{(2\sqrt{b_1^2 + b_2^2})^{m-1}}}}$		

续表

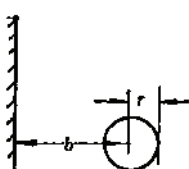
图 形	含水层类型	素流计算公式	混合流计算公式	适用条件	说 明
 (6)	潜水	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{H^3 - h_0^3}{3\left(\frac{1}{r} - \frac{1}{2b_1} - \frac{1}{2b_2}\right)}}$	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{m-1}{m+1}} \times$ $\times \sqrt{\frac{H^{m+1} - h_0^{m+1}}{\frac{1}{r^{m+1}} - \frac{1}{(2b_1)^{m+1}} - \frac{1}{(2b_2)^{m+1}} + \frac{1}{(2\sqrt{b_1^2 + b_2^2})^{m+1}}}}$	井位于二直交的供水边界之间	
	承压水	$Q = 2\pi KM \sqrt{\frac{H - h_0}{\frac{1}{r} - \frac{1}{2b_1} - \frac{1}{2b_2}}}$	$Q = 2\pi KM \sqrt{\frac{m-1}{m+1}} \times$ $\times \sqrt{\frac{H - h_0}{\frac{1}{r^{m+1}} - \frac{1}{(2b_1)^{m+1}} - \frac{1}{(2b_2)^{m+1}} + \frac{1}{(2\sqrt{b_1^2 + b_2^2})^{m+1}}}}$		
 (7)	潜水	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{H^3 - h_0^3}{3\left(\frac{1}{r} + \frac{1}{2b_1} - \frac{1}{2b_2}\right)}}$	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{H^{m+1} - h_0^{m+1}}{\frac{1}{r^{m+1}} + \frac{1}{(2b_1)^{m+1}} - \frac{1}{(2b_2)^{m+1}}}} \left(\frac{m-1}{m+1}\right)$	井位于二平行的隔水与供水边界之间	
	承压水	$Q = 2\pi KM \sqrt{\frac{H - h_0}{\frac{1}{r} + \frac{1}{2b_1} - \frac{1}{2b_2}}}$	$Q = 2\pi KM \sqrt{\frac{H - h_0}{\frac{1}{r^{m+1}} + \frac{1}{(2b_1)^{m+1}} - \frac{1}{(2b_2)^{m+1}}}} (m-1)$		

续表

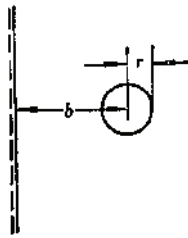
图 形	含水层类型	承压计算公式	混合流计算公式	适用条件	说 明
 (8)	潜水	$Q = 2\pi K \sqrt{\frac{H^3 - h_0^3}{3\left(\frac{1}{r} + \frac{1}{2b_1} + \frac{1}{2b_2}\right)}}$	$Q = 2\pi K \sqrt[m]{\frac{H^{m+1} - h_0^{m+1}}{\frac{1}{r^{m-1}} + \frac{1}{(2b_1)^{m-1}} + \frac{1}{(2b_2)^{m-1}} \left(\frac{1}{m+1}\right)}}$	井位于二平行的两条隔水边界之间	
	承压水	$Q = 2\pi KM \sqrt{\frac{H - h_0}{\frac{1}{r} + \frac{1}{2b_1} + \frac{1}{2b_2}}}$	$Q = 2\pi KM \sqrt[m]{\frac{H - h_0}{\frac{1}{r^{m-1}} + \frac{1}{(2b_1)^{m-1}} + \frac{1}{(2b_2)^{m-1}} (m-1)}}$		

各种边界非稳定流井筒涌水量计算公式表

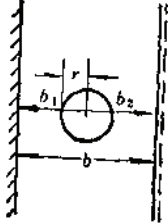
表 3-3-22

含水层类型	潜水		承压水	承压—潜水	计算公式中符号说明及 适用条件
涌水量计算公式	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h_0^2)}{Rc}$		$Q = \frac{4\pi KMS}{Rc}$	$Q = \frac{2\pi K[(2H - M)M - h_0^2]}{Rc}$	
计算示意图	井型	计算公式			适用条件
		$r^2/4at \geq 0.05$	$r^2/4at \leq 0.05$		
 (1)	完整井		$Rc = \ln \frac{2.25at}{r^2}$		无越流无限含水层, 抽水量 固定不变。 ξ_0' 取决于 $\frac{r^2}{4a}, \frac{l}{M}, \frac{M}{r}$ 查表 3-3-23 确定 r —井半径, m; $u = \frac{r^2}{4at}$
	非完整井		$Rc = \ln \frac{2.25at}{r^2} + \xi_0'$		
 (2)	完整井	$Rc = \ln \frac{2.25at}{r^2} + W\left(\frac{b^2}{at}\right)$	$Rc = 2 \ln \frac{1.12at}{rb}$		无越流固定流量抽水, 井位 于直线隔水边界附近。如果 $2b \geq 1.5M$ 时, ξ_0' $\left(\frac{b^2}{at}, \frac{2b}{M}, \frac{l}{M}\right)$ 可忽略 不计
	非完整井	$Rc = \ln \frac{2.25at}{r^2} + W\left(\frac{b^2}{at}\right) + \xi_0' + \xi_0''\left(\frac{b^2}{at}, \frac{2b}{M}, \frac{l}{M}\right)$	$Rc = 2 \ln \frac{1.12at}{rb} + \xi_0' + \xi_0''\left(\frac{b^2}{at}, \frac{2b}{M}, \frac{l}{M}\right)$		

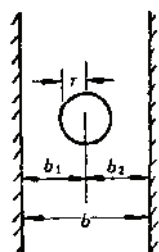
续表

含水层类型	潜水	承压水	承压—潜水	计算公式中符号说明及 通用条件
涌水量计算公式	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h_0^2)}{R_c}$	$Q = \frac{4\pi KMS}{R_c}$	$Q = \frac{2\pi K[(2H - M)M - h_0^2]}{R_c}$	
计算示意图	井 型	计 算 公 式		
		$r^2/4at \geq 0.05$	$r^2/4at \leq 0.05$	
 (3)	完整井	$R_c = 1n \frac{2.25at}{r^2} - W\left(\frac{b^2}{at}\right)$	$R_c = 2ln \frac{2b}{r}$	无越流固定流量抽水井位于 直线供水边界附近
	非完整井	$R_c = 1n \frac{2.25at}{r^2} - W\left(\frac{b^2}{at}\right) + \xi_0' -$ $-\xi' \left(\frac{b^2}{at}, \frac{2b}{M}, \frac{l}{M}\right)$	$R_c = 2ln \frac{2b}{r} + \xi_0 -$ $-\xi' \left(\frac{b^2}{at}, \frac{2b}{M}, \frac{l}{M}\right)$	
	完整井	$R_c \approx 1n \frac{2.25at}{r^2} + W\left(\frac{b_1^2}{at}\right) -$ $-W\left(\frac{b_2^2}{at}\right)$	$R_c \approx 2ln \frac{1.12atb_2}{rb_1(b_1 + b_2)}$	无越流固定流量抽水, 并位于平行的隔水与供水边界之间

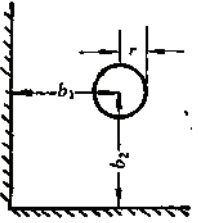
续表

含水层类型	潜水		承压水	承压—潜水	计算公式中符号说明及 适用条件
涌水量计算公式	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h_0^2)}{R_c}$		$Q = \frac{4\pi KMS}{R_c}$	$Q = \frac{2\pi K[(2H - M)M - h_0^2]}{R_c}$	
计算示意图	井 型	Rc 计 算 公 式			
		$r^2/4at \geq 0.05$	$r^2/4at \leq 0.05$		
 (4)	非 完 整 井	$R_c = 1.36 \frac{2.25at}{r^2} + W\left(\frac{b_1^2}{4at}\right) -$ $- W\left(\frac{b_2^2}{4at}\right) + \xi_0' +$ $+ \xi' \left(\frac{b_1^2}{4at}, \frac{2b_1}{M}, \frac{1}{M} \right) -$ $- \xi' \left(\frac{b_2^2}{4at}, \frac{2b_2}{M}, \frac{1}{M} \right)$	$R_c = 2.12 \frac{atb_1}{rb_1(b_1 + b_2)} + \xi_0' +$ $+ \xi' \left(\frac{b_1^2}{4at}, \frac{2b_1}{M}, \frac{1}{M} \right)$ $- \xi' \left(\frac{b_2^2}{4at}, \frac{2b_2}{M}, \frac{1}{M} \right)$		
		$R_c \approx 1.36 \frac{2.25at}{r^2} + W\left(\frac{b^2}{4at}\right) +$ $+ W\left[\frac{(b - b_2)^2}{4at}\right] + 2W\left(\frac{r^2}{4at}\right)$	$R_c = \frac{7.12\sqrt{at}}{b} + 2.12 \frac{0.16b}{r \sin \frac{\pi b_1}{b}} -$ $- 2R_{H^{**}}$ $R_{H^{**}} \text{ 取决于 } \frac{b_1}{b} \text{ 与 } \frac{\pi\sqrt{at}}{b}, \text{ 查表 3-3-24 确定}$		
	完 整 井				无越流固定流量抽水井位于 平行二隔水边界之间

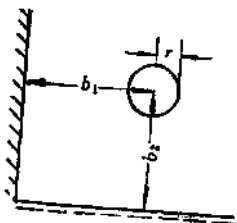
续表

含水层类型	潜水	承压水	承压—潜水	计算公式中符号说明及 适用条件
涌水量计算公式	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h_0^2)}{Rc}$	$Q = \frac{4\pi KMS}{Rc}$	$Q = \frac{2\pi K[(2l - M)M - h_0^2]}{Rc}$	
计算示意图	井 型	Rc 计 算 公 式		适用条件
		$r^2/4at \geq 0.05$	$r^2/4at \leq 0.05$	
 (5)	非 完 整 井	$Rc = \ln \frac{2.25at}{r^2} + W\left(\frac{b^2}{at}\right) +$ $+ W\left[\frac{(b-b_2)^2}{at}\right] + 2W\left(\frac{b^2}{at}\right) + \xi_0' +$ $+ \xi' \left(\frac{b_1^2}{at}, \frac{2b_1}{M}, \frac{l}{M}\right) + \xi' \times$ $\times \left[\frac{(b-b_2)^2}{at}, \frac{2(b-b_2)}{M}, \frac{l}{M}\right] +$ $+ 2\xi' \left(\frac{b^2}{at}, \frac{2b}{M}, \frac{l}{M}\right)$	$Rc = \frac{7.1\sqrt{at}}{b} + 2\ln \frac{0.16b}{r \sin \frac{\pi b_1}{b}} -$ $- 2R_{H^{**}} + \xi_0' + \xi' \left(\frac{b_1^2}{at}, \frac{2b_1}{M}, \frac{l}{M}\right) +$ $+ \xi' \left[\frac{(b-b_2)^2}{at}, \frac{2(b-b_2)}{M}, \frac{l}{M}\right] +$ $+ 2\xi' \left(\frac{b^2}{at}, \frac{2b}{M}, \frac{l}{M}\right)$	

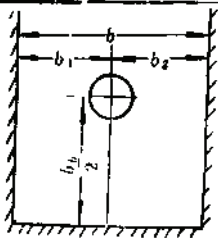
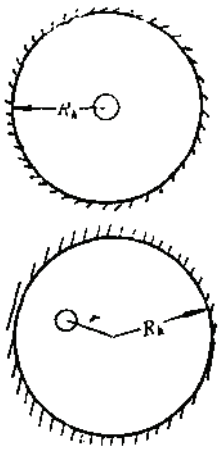
续表

含水层类型	潜 水		承 压 水	承压-潜水	计算公式中符号说明及 适用条件
涌水量计算公式	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h_0^2)}{Rc}$		$Q = \frac{4\pi KMS}{Rc}$	$Q = \frac{2\pi K[(2H - M)M - h_0^2]}{Rc}$	
计算示意图	井 型	Rc 计 算 公 式			
		$r^2/4at \geq 0.05$		$r^2/4at \leq 0.05$	
 (6)	完整井	$Rc = \ln \frac{2.25at}{r^2} + W\left(\frac{b_1^2}{at}\right) +$ $+ W\left(\frac{b_2^2}{at}\right) + W\left(\frac{b_1^2 + b_2^2}{at}\right)$		$R_0 = 2\ln \frac{1.12at}{rb_1} + 2\ln \frac{0.56at}{b_2 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}$	无越流固定流量抽水井位于 直交二隔水边界之间
	非完整井	$Rc = \ln \frac{2.25at}{r^2} + W\left(\frac{b_1^2}{at}\right) + W\left(\frac{b_2^2}{at}\right) +$ $+ W\left(\frac{b_1^2 + b_2^2}{at}\right) + \xi_0' + \xi' \left(\frac{b_1^2}{at}, \frac{2b_1}{M}, \frac{l}{M}\right) +$ $\frac{l}{M} + \xi' \left(\frac{b_2^2}{at}, \frac{2b_2}{M}, \frac{l}{M}\right) +$ $+ \xi' \left(\frac{b_1^2 + b_2^2}{at}, \frac{2\sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{M}, \frac{l}{M}\right)$		$R_0 = 2\ln \frac{1.12at}{rb_1} + 2\ln \frac{0.56at}{b_2 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}} +$ $+ \xi_0' + \xi' \left(\frac{b_1^2}{at}, \frac{2b_1}{M}, \frac{l}{M}\right) +$ $+ \xi' \left(\frac{b_2^2}{at}, \frac{2b_2}{M}, \frac{l}{M}\right) +$ $+ \xi' \left(\frac{b_1^2 + b_2^2}{at}, \frac{2\sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{M}, \frac{l}{M}\right)$	

续表

含水层类型	潜 水	承 压 水	承压—潜水	计算公式中符号说明及 适用条件
计算公式	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h_0^2)}{R_c}$	$Q = \frac{4\pi KMS}{R_c}$	$Q = \frac{2\pi K[(2H - M)M - h_0^2]}{R_c}$	
计算示意图	井 型	R _c 计 算 公 式		
		$r^2/4at \geq 0.05$	$r^2/4at \leq 0.05$	
 (7)	完 整 井	$R_c = 1n \frac{2.25at}{r^2} - W \left(\frac{b_2^2}{at} \right) +$ $+ W \left(\frac{b_1^2}{at} \right) - W \left(\frac{b_1^2 + b_2^2}{at} \right)$	$R_c = 2ln \frac{2b_2 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{rb_2}$	无越流固定流量抽水，井位于直交的隔水与供水边界之间
	非 完 整 井	$R_c = 1n \frac{2.25at}{r^2} - W \left(\frac{b_2^2}{at} \right) + W \left(\frac{b_1^2}{at} \right) -$ $- W \left(\frac{b_1^2 + b_2^2}{at} \right) + \xi_0' - \xi' \left(\frac{b_1^2}{at}, \frac{2b_1}{M}, \right.$ $\left. \frac{l}{M} \right) + \xi' \left(\frac{b_2^2}{at}, \frac{2b_2}{M}, \frac{l}{M} \right) -$ $\xi' \left(\frac{b_1^2 + b_2^2}{at}, \frac{2\sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{M}, \frac{l}{M} \right)$	$R_c = 2ln \frac{2b_2 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{rb_2} + \xi_0' -$ $- \xi' \left(\frac{b_1^2}{at}, \frac{2b_1}{M}, \frac{l}{M} \right) +$ $+ \xi' \left(\frac{b_2^2}{at}, \frac{2b_2}{M}, \frac{l}{M} \right) -$ $- \xi' \left(\frac{b_1^2 + b_2^2}{at}, \frac{2\sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{M}, \frac{l}{M} \right)$	

续表

含水层类型	潜 水		承 压 水	承压—潜水	计算公式中符号说明及 适用条件
计算公式	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h_0^2)}{R_c}$		$Q = \frac{4\pi KMS}{R_c}$	$Q = \frac{2\pi K((2H - M)M - h_0^2)}{R_c}$	
计算示意图	井 型	计 算 公 式			适用条件
		$b_0 \leq b_1 < b_2$			
	完整井	$R_c = \frac{14.2\sqrt{at}}{b} + 2 \left[\ln \frac{b^2 b_2}{19.53\sqrt{4b_2^2 + b_0^2} \left(\sin \frac{\pi b_2}{b} \right)^2 b_0 r} \right]$			无越流固定流量抽水，井位于三边隔水的半封闭含水层中
	完整井	$r^2/4at \geq 0.05$ $t \leq (0.1 - 0.2) \frac{R_K^2}{a}$ 时， $R_c = 2.1 \ln \frac{R_K}{r} + \frac{4at}{R_K^2} - \frac{3}{2}$	$r^2/4at \leq 0.05$ $t > (0.1 - 0.2) \frac{R_K^2}{a}$ 时， $R_c = 1.1 \ln \frac{2.25at}{r^2}$	固定流量抽水井，位于无越流封闭含水层的中心	
		$t \leq (0.1 - 0.2) \frac{R_K^2}{a}$ 时， $R_c = 4 \left(\frac{at}{R_K^2} + 0.5 \ln \frac{R_K}{r} \right)$		固定流量抽水井，位于无越流封闭含水层中任意一点	

非稳定流非完整井水流阻力系数 ξ_0 (μ , $\frac{r}{M}$, $\frac{l}{M}$) 表

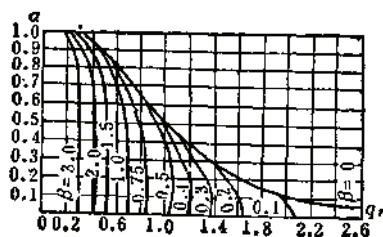
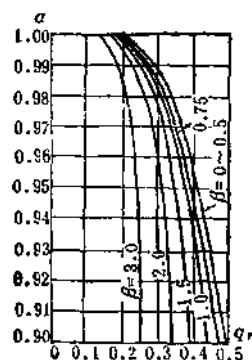
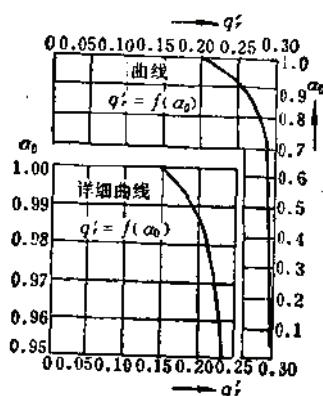
表 3-3-23

	u	r/M					
		0.01	0.03	0.1	0.2	0.5	1.0
$\frac{l}{M} = 0.25$ 时的 ξ' 值	$<10^{-5}$	18.18	11.93	5.75	2.97	0.70	0.10
	10^{-5}	18.18	11.93	5.75	2.97	0.70	0.10
	10^{-4}	18.13	11.93	5.75	2.97	0.70	0.10
	10^{-3}	16.27	11.87	5.75	2.97	0.70	0.10
	10^{-2}	11.33	9.86	5.70	2.97	0.70	0.10
	10^{-1}	5.29	5.01	3.93	2.62	0.70	0.10
	1	0.63	0.63	0.57	0.53	0.28	0.08
	2	0.14	0.14	0.13	0.12	0.08	0.01
$\frac{l}{M} = 0.5$ 时的 ξ' 值	u	r/M					
		0.01	0.03	0.1	0.2	0.5	1.0
	$<10^{-5}$	6.51	4.40	2.26	1.23	0.33	0.05
	10^{-5}	6.51	4.40	2.26	1.23	0.33	0.05
	10^{-4}	6.49	4.40	2.26	1.23	0.33	0.05
	10^{-3}	5.65	4.37	2.26	1.23	0.33	0.05
	10^{-2}	3.85	3.42	2.24	1.23	0.33	0.05
	10^{-1}	1.73	1.71	1.44	1.06	0.33	0.05
	1	0.22	0.21	0.20	0.18	0.12	0.01
$\frac{l}{M} = 0.75$ 时的 ξ' 值	u	r/M					
		0.01	0.1	0.2	0.5		
	$<10^{-5}$	2.02	0.64	0.33	0.08		
	10^{-5}	2.02	0.64	0.33	0.08		
	10^{-4}	2.01	0.64	0.33	0.08		
	10^{-3}	1.81	0.64	0.33	0.08		
	10^{-2}	1.26	0.64	0.33	0.08		
	10^{-1}	0.59	0.44	0.30	0.08		
	1	0.07	0.06	0.05	0.03		

表 8-2-4 R_{μ}^{**} 函数值表

表 3-3-24

$\frac{\pi\sqrt{at}}{b}$	b_1/b				
	0.1; 0.9	0.2; 0.8	0.3; 0.7	0.4; 0.6	0.5
0.1	2.51	1.85	1.53	1.37	1.32
0.2	1.90	1.27	0.949	0.788	0.737
0.4	1.23	0.788	0.482	0.320	0.27
0.6	0.778	0.528	0.289	0.139	0.09
0.8	0.482	0.340	0.181	0.065	0.024
1.0	0.288	0.208	0.109	0.033	0.055
1.2	0.160	0.117	0.062	0.018	0.001
1.4	0.086	0.062	0.033	0	0
1.6	0.043	0.031	0.016	0	0
1.8	0.020	0.014	0.008	0	0
2.0	0.008	0.006	0.003	0	0
2.5	0.001	0.001	0	0	0

图 3-3-7 当 α 为 0 ~ 1 时确定 q_r 的曲线图 3-3-8 当 α 为 0.9 ~ 1.0 时确定 q_r 的曲线图 3-3-9 q'_r 与 α_0 关系曲线图

当 $\beta > 3$ 时, q_r 按下式求得:

$$q_r = \frac{q'_r}{(\beta - 3)q'_r + 1}$$

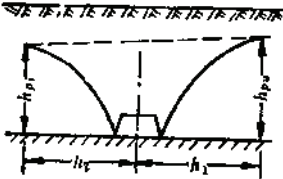
q'_r 值可由图 3-3-9 中 $q'_r = f(\alpha_0)$ 曲线查得。

α_0 按下式求得:

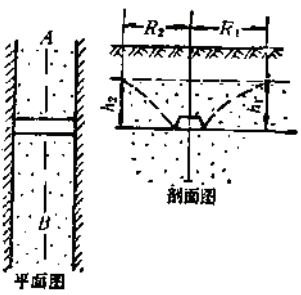
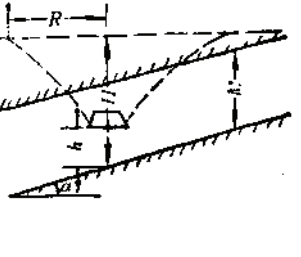
$$\alpha_0 = \frac{T}{T + \frac{1}{3}C}$$

平巷(明沟)涌水量稳定流计算公式

表 3-3-25

图 示	含水层类型	集水型式	涌水量计算公式	适用条件	符号说明
参见表 3-5-11 图 (1)	水	完整型	$Q = BK \frac{h_1^2 - h_2^2}{R}$	平巷位于无界含水层中, 隔水底板水平, 两侧进水且影响半径相同	Q —平巷的涌水量, m^3/d ; B —平巷的长度, m ; K —渗透系数, m/d ; h_1 —完整型, 为含水层底板到静止水位的高度; 非完整型为平巷底板到静止水位的高度, m ;
			$Q = BK \frac{h_{p0}^2}{2R_1} + \frac{h_{p1}^2}{2R_2}$	两侧影响半径不同, 其它条件同上	h_2 —平巷中的水柱高度, m ; R —影响半径, m ; R_1, R_2 —平巷在补给方向和排泄方向上的影响半径, m ; h_{p0}, h_{p1} —平巷在补给方向和排泄方向的含水层厚度, m ;
参见表 3-5-11 图 (3)			$R = BK \left\{ \frac{h_1^2 - h_2^2}{2ls} - \frac{m_1 - m_2}{ls} \right. \\ \left. + \frac{2(H_1 - H_2)(h_1^2 + h_1h_2 + h_2^2)}{3(h_1^2 - h_2^2)} + \frac{(h_1 + h_2)(m_2 - m_1)}{2(h_1 - h_2)} \right\}$	平巷位于无界含水层中, 隔水底板倾斜, 单侧进水	H_2 —从假定基准面 00' 算起的平巷水位高度, m ; H_1 —从假定基准面 00' 算起的补给边界的水位高度, m ; m_1 —从假定基准面 00' 算起的补给边界处含水层底板高度, m ; m_2 —从假定基准面 00' 算起的平巷底
参见表 3-5-11 图 (4)			$Q = BK \frac{h_1^2 - h_2^2}{2L}$	平巷位于地表水体附近, 靠地表水补给。隔水层水平	
参见表 3-5-11 图 (2)			$Q = BK \left(\frac{h_1^2 - h_2^2}{R} + 2hoqr \right)$	含水层有限深, 隔水层水平的双侧进水巷道	
参见表 3-5-11 图 (5)	水	非完整型	$Q = \frac{\pi}{2} \left(\frac{h_1^2}{R} - \frac{h_2^2}{R} \right) BK h'$	含水层无限厚时, 其它条件同上	
参见表 3-5-11 图 (6)			$Q = \frac{2\pi \left(\frac{h_1^2}{R} - \frac{h_2^2}{R} \right) BK h'}{\ln R - \ln r}$		

续表

图 示	含水层类型	集水巷类型	涌水量计算公式	适用条件	符号说明
 剖面图 平面图 参见表 3-5-11 图 (7)	水	非完整型	$Q = \frac{KB}{2} \left(\frac{h_1^2}{R_1} + \frac{h_2^2}{R_2} \right) + \frac{\pi BKS}{\ln \left[\frac{4(R_1+R_2)}{\pi b} \cos \frac{\pi(R_1-R_2)}{2(R_1+R_2)} \right]}$	平巷位于倾斜含水层中	板高度, m; l—平巷至补给边界的水平距离, m; ls—平巷至补给边界的倾斜距离, m; b—平巷宽度, m; L—平巷至补给边界的距离, m; α—隔水墙的倾角, 弧度; H—含水层的厚度, m;
		完整型	$Q = \frac{KBH}{\ln R - \ln \frac{b}{2}} \left(\alpha + \frac{h}{R} \right)$	平巷位于隔水边界附近含水层底板为水平状	h—平巷底板至静水位之距离, m; q—引用流量, 其值取决于 α 和 β, α、β 由下式求得 $\alpha = \frac{R}{R+C}$
		承压型	$Q = BK \frac{[(2H-M)M-h_2^2]}{R}$	平巷位于无界含水层中, 隔水层水平, 平巷双侧进水	$\beta = \frac{R}{T}$ 求出 α, β 值后, C 为巷道宽度之半, q 值由图 3-3-7, 3-3-8, 3-3-9 查得; H'—平巷底板到静水位高度, m; M'—由平巷底板算起的承压含水层厚度, m;
		非完整型	$Q = BK \frac{[(2H'-M')M'-h_2^2]}{\Delta} + 2hoqr$	含水层有限深, 隔水层水平, 双侧进水	h—平巷中水面至静水位的高度, m; h ³ —平巷中心至静水位高度, m; T—巷道底板以下含水层厚度, m;
 剖面图 平面图 参见表 3-5-11 图 (8)	承压型	完整型	$\frac{R}{h} = 2 \frac{KBM(H-M)}{Qh} + \frac{KB(M^2-h^2)}{Qh} - \frac{2KBh}{Q} f_1 \left(\frac{Q}{KBh} \right) - f_2 \left(\frac{Q}{KBh} \right)$ $Q \text{ 用试算法求得。函数 } f_1 \left(\frac{Q}{KBh} \right) \text{ 与函数 } f_2 \left(\frac{Q}{KBh} \right) \text{ 查表 3-3-26 确定}$	平巷位于含水层底板, 倾角 α ≤ 26° 时	h—平巷中水面至静水位的高度, m; h ³ —平巷中心至静水位高度, m; T—巷道底板以下含水层厚度, m;

续表

图 示	含水层类型	井 巷 型式	涌水量计算公式	适用条件	符号说明
	承压	非完整型	左侧流入平巷的水量可按(11)式确定, 并取其一半数值; 右侧流量可按下式确定: $\frac{R_1}{2h} = \frac{KB(H^2 - h^2)}{2Qh} - \frac{KBh}{Q} \times \times f_1\left(\frac{Q}{KBh}\right) - f_2\left(\frac{Q}{KBh}\right)$	平巷位于含水层底板, 倾角 $26^\circ < \alpha < 45^\circ$ 时	

 $f_1\left(\frac{Q}{KBh}\right)$ 和 $f_2\left(\frac{Q}{KBh}\right)$ 函数表

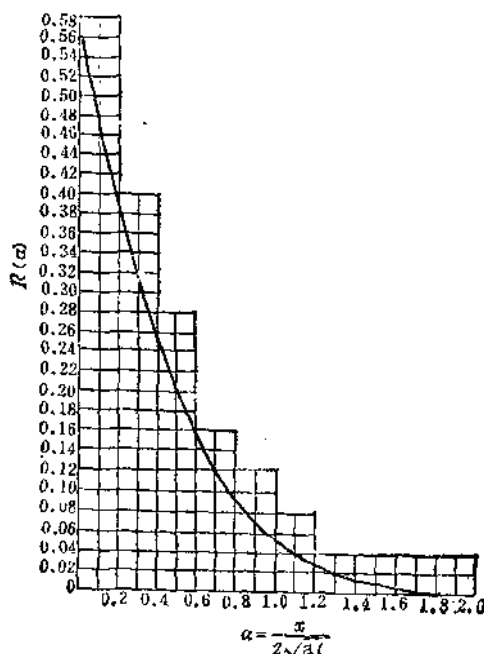
表 3-3-26

$\frac{Q}{KBh}$	0.06	0.12	0.18	0.24	0.30	0.36	0.42	0.48	0.54	0.60	0.66	0.72	0.78	0.84	0.90	0.96	1.02
$f_1\left(\frac{Q}{KBh}\right)$	0.057	0.099	0.129	0.150	0.173	0.193	0.205	0.218	0.229	0.237	0.244	0.251	0.258	0.263	0.266	0.269	0.270
$f_2\left(\frac{Q}{KBh}\right)$	0.020	0.038	0.056	0.071	0.087	0.100	0.113	0.127	0.140	0.151	0.163	0.174	0.186	0.197	0.206	0.214	0.221

平巷(明沟)涌水量非稳定流计算公式

表 3-3-27

图 示	含水层类型	井 巷 型式	计 算 公 式	适用条件	符号说明
	潜	完	$q = \frac{2K(H^2 - h^2)}{2\sqrt{at}R(a)}$ $R(a) = \frac{1}{\sqrt{\pi}} e a^2 + a \phi(a)$ 可根据图 3-3-10 确定。	平巷位于无界含水层, 隔水层水平	q —两侧流入平巷的单宽涌水量, m^3/d ; h —在 t 时离巷道 x 处之水位, m ;
	潜	整	$q = \frac{2K(H^2 - h^2)}{2\sqrt{at}[R(a_1) \pm R(a_2)]}$ $a_1 = \frac{x}{2\sqrt{at}}, a_2 = \frac{2b-x}{2\sqrt{at}}$ 当隔水边界时用加号, 供水边界用减号; $R(a_1)$ 、 $R(a_2)$ 求法与 $R(a)$ 类似, 其值亦根据图 3-3-10 确定	平巷位于隔水或供水边界附近时, 隔水底板水平	a —水位传导系数(或导压系数), m^2/d ; ϕ —误差积分函数; b —平巷至隔水或供水边界之距离, m ; B —平巷长度, m
	水	井	$Q = \frac{BK(H^2 - h_0^2)}{\sqrt{\frac{at}{\pi}}}$	平巷位于平行二隔水边界之间	

图 3-3-10 函数 $R(\alpha)$ 曲线图

3.4 地下开采矿坑总涌水量计算

涌水量计算内容包括地下水涌水量和崩落区降水渗入量。一般矿山只需计算地下水涌水量，当采矿影响形成的导水裂隙带波及地表时，还需计算降雨渗入量。

3.4.1 地下水涌水量计算

矿坑地下水涌水量常用计算方法主要有经验公式法、解析解法。对水文地质条件复杂的矿山，近些年来采用数值法进行矿坑涌水量计算获得了良好效果。

3.4.1.1 经验公式法

1. 涌水量与水位降深关系曲线法

采用这种方法的基本条件，是预测地区与试验地区的水文地质条件基本相似，同时，要有三个或三个以上的稳定降深和阶梯流量抽水试验资料。根据实践，应用上部水平排水或坑道放水试验资料预测深部水平涌水量，能取得很好效果。同时也可用于水文地质条件相似的邻近矿区的矿坑涌水量计算。

这种方法与竖井涌水量计算经验公式法类似，也需将抽（放）水试验的 $Q=f(s)$ 图形由曲线关系转换成直线关系，然后推算矿坑总涌水量。为了易于确定变换后的直线关系，可将抽水试验的 Q 、 S 资料按表 3-3-28 的要求进行整理。

2. 水文地质比拟法

这种方法是用类似水文地质条件矿山地下水涌水量的实际资料，来推求设计矿山的涌水量。多用于扩建或改建矿山。对于新建矿山，若相邻地区有类似条件的矿山，亦可应用。新设计的矿山与所比拟的矿山的地质、水文地质条件相似，是使用本方法预计矿坑

用于图形转化的抽(放)水试验资料整理表

表 3-3-28

抽(放)水次数	S	Q	$q = \frac{Q}{S}$	$S_0 = \frac{S}{Q}$	$\lg S$	$\lg Q$
1	S_1	Q_1	q_1	S_{01}	$\lg S_1$	$\lg Q_1$
2	S_2	Q_2	q_2	S_{02}	$\lg S_2$	$\lg Q_2$
3	S_3	Q_3	q_3	S_{03}	$\lg S_3$	$\lg Q_3$

涌水量的基础。因此,对相似水文地质条件的生产矿山,应作如下主要方面的调查:

矿山地质、水文地质条件,坑道充水岩层的特征,坑道涌水量、水位降深与开采面积的关系等等。

一般常用的比拟法计算式见表 3-3-29。

水文地质比拟法计算公式表

表 3-3-29

计 算 式	适 用 条 件	符 号 说 明
$Q = Q_1 \frac{SF}{S_1 F_1}$	当涌水量与水位降低值、开采面积成正比时	Q —设计矿坑某阶段涌水量, m^3/d ; Q_1 —相似矿坑某阶段涌水量, m^3/d ; S —设计矿坑水位降低值, m ; S_1 —相似矿坑水位降低值, m ; F —设计矿坑某阶段开采(或开拓)面积, m^2 ; F_1 —相似矿坑某阶段已开采(或开拓)面积, m^2 ;
$Q = Q_1 \frac{F}{F_1} \sqrt{\frac{S}{S_1}}$	当涌水量与水位降低值的平方根、开采面积成正比时	p —矿石产量, t/d ; K_1 —含水(富水)系数, $m^3/t \cdot d$; q_p —已知矿山单位开采(或开拓)面积涌水量, $m^3/m^2 \cdot d$; q_s —已知矿山单位降深水量, $m^3/m \cdot d$
$Q = Q_1 \frac{S}{S_1} \sqrt{\frac{F}{F_1}}$	当涌水量与水位降低值、开采面积的平方根成正比时	
$Q = Q_1 \sqrt{\frac{SF}{S_1 F_1}}$	当涌水量与水位降低值和开采面积的平方根成正比时	
$Q = Q_1 \sqrt{\frac{S}{S_1}} \sqrt{\frac{F}{F_1}}$	当涌水量与水位降低值的平方根成正比,而开采面积的增加对其影响较小时	
$Q = PK_p$	用于矿石产量对矿坑涌水量起主要作用的矿山	
$Q = Fq_p$	用于开采面积对矿坑涌水量起主要作用的矿山	
$Q = Sq_s$	用于水位降深对矿坑涌水量起主要作用的矿山	

3. 相关分析法

1) 相关关系的概念

相关分析是一种处理变量间的相关关系的数理统计方法。变量之间的关系可分为两种类型,一是完全确定的关系,即函数关系;另一种类型是变量之间存在联系,但是又不能由一个或几个变量的数值精确地求出另一个特定变量的值,这类变量之间的关系称相关关系。

2) 预计矿坑水量的步骤

相关分析法是一种数理统计方法,它根据一系列的实测资料,研究影响矿坑涌水量因素之间的规律性的,所以必须要有相当数量的观测资料。

计算的步骤是在掌握矿坑涌水最主要的影响因素的基础上,确定相关线型。如系曲线型,则需根据不同类型曲线用不同变数代换,化为直线,(具体作法见表3-3-30至3-3-32),求出回归方程式和相关系数。当确定涌水量对某影响因素的回归方程后,只要将预计情况下的影响因素值代入回归方程,便可计算出预计的矿坑涌水量。

回归方程的变换方法

表3-3-30

线 型	方程的一般形式	变 换 方 法	判 别 方 法
直线型	$y = a + bx$		通常把数据点在方格纸上,趋势为直线,则为直线型
曲 线 型	抛物线 $y = a + bx^2$	取两个新变量 X 和 Y ,令 $X = x^2, Y = y$ 则变成如下直线方程 $Y = a + bX$	把数据点在半对数纸上,趋势为一直线,则为指数函数或对数函数
	指数曲线 或 $y = ae^{bx}$ 或 $y = a \cdot 10^{\frac{b}{x}}$	两边取对数,则 $y = ae^{bx}$ 变为, $\lg y = \lg a + (b \lg e)x$ 令 $X = x, Y = \lg y, A = \lg a, B = b \lg e$ 则变成如下直线 $Y = A + BX$	把数据点在双对数纸上,趋势为一直线,则为幂函数。 如果还不能确定曲线属于那种线型,则要选择几种曲线,分别进行相关计算,最后选用其最佳者
	对数曲线 $y = a + b \lg x$	令 $X = \lg x, Y = y$, 变成直线 $Y = a + bX$	
	双曲线 或 $\frac{1}{y} = a + \frac{b}{x}$ 或 $\frac{1}{y} = a + bx$	对于前者,取 $X = \frac{1}{x}$ 和 $Y = \frac{1}{y}$; 对于后者,为 $X = x$ 和 $Y = \frac{1}{y}$ 即变为 直线方程 $Y = a + bX$	
	幂函数曲线 $y = ax^b$	两边取对数方程变为 $\lg y = \lg a + b \lg x$ 令 $X = \lg x, Y = \lg y, A = \lg a$ 则化为直线方程 $Y = A + bX$	
说 明	直线 $y = a + bx$ 称为 y 倚 x 的回归直线。经整理后得 y 倚 x 的回归方程为: $y - \bar{y} = r \frac{\sigma_y}{\sigma_x} (x - \bar{x}) \quad (1)$ 同理可得 x 倚 y 的回归方程为: $x - \bar{x} = r \frac{\sigma_x}{\sigma_y} (y - \bar{y}) \quad (2)$ 当由 x 求 y 时用 y 倚 x 的回归方程(1) 而由 y 求 x 时用 x 倚 y 的回归方程(2)		

3) 相关指数 R^2 的确定方法

对于直线相关的两个变数,可用相关系数 r 衡量其相关的密切程度。

对于曲线相关,情况稍有不同,此时是将原有的变数 X, Y 进行变数代换,变成 X, Y 后再行相关计算的,此时的相关系数 r 仅仅表示新变数 X 和 Y 的线性关系的密切程度。但

单 相 关 计 算 表

表 3-3-31

序 号	x	y	K_x	K_y	K_x-1	K_y-1	$(K_x-1)^2$	$(K_y-1)^2$	$(K_x-1)(K_y-1)$
1									
2									
3									
4									
5									
总 和	Σx	Σy					$\Sigma(K_x-1)^2$	$\Sigma(K_y-1)^2$	$\Sigma(K_x-1)(K_y-1)$
平 均	$\bar{x}$	$\bar{y}$							

注: $y_1, y_2, \dots, y_n$ 和 $x_1, x_2, \dots, x_n$ 是代表两种现象 (如涌水量 Q 与水位降深 S 或其它) 的两组观测值。

要求的是新配曲线与观测数据配合较好, 可以用相关指数 R^2 作为衡量配曲线效果好坏的指标。

$$R^2 = 1 - \frac{\sum (y_i - \bar{y})^2}{\sum (y_i - \bar{y})^2} \quad (3-3-16)$$

R^2 称为曲线相关的相关系数, 它和线性相关系数 r 不是一回事。 R^2 (或 R) 愈大 (愈接近 1), 表明配曲线的效果愈好。

另外还可以用回归线的均方差 S_y 衡量配曲线的效果, 均方误差 S_y 愈小, 配曲线的效果愈好。均方误差 S_y 的计算见表 3-3-32 及表 3-3-33。

二 元 复 相 关 计 算 表

表 3-3-32

序 号	x	y	z	K_x	K_y	K_z	$(K_x-1)^2$	$(K_y-1)^2$	$(K_z-1)^2$	$(K_x-1)(K_y-1)$	$(K_x-1)(K_z-1)$	$(K_y-1)(K_z-1)$
1												
2												
3												
4												
5												
总和	Σx	Σy	Σz				$\Sigma(K_x-1)^2$	$\Sigma(K_y-1)^2$	$\Sigma(K_z-1)^2$	$\Sigma(K_x-1)(K_y-1)$	$\Sigma(K_x-1)(K_z-1)$	$\Sigma(K_y-1)(K_z-1)$
平均	$\bar{x}$	$\bar{y}$	$\bar{z}$									

注: $x_1, x_2, \dots, x_n$; $y_1, y_2, \dots, y_n$ 和 $z_1, z_2, \dots, z_n$ 是代表各种现象 (如涌水量 Q 、水位降深 S 和影响半径 R 或其他) 的观测值。

4) 相关分析特征数

相关分析特征数见表 3-3-33。

相 关 分 析 特 征 数

表 3-3-33

名 称	特征数表达式 (模比系数法)	说 明
均 值	$\bar{x} = \frac{\sum x}{n}, \bar{y} = \frac{\sum y}{n}, \bar{z} = \frac{\sum z}{n}$	模比系数一指一组数据中每一个数值和均值之比, 即 $K_{xi} = \frac{x_i}{\bar{x}}, K_{yi} = \frac{y_i}{\bar{y}}, K_{zi} = \frac{z_i}{\bar{z}}$ x, y, z —各组系列观测值; $\bar{x}, \bar{y}, \bar{z}$ —各组系列平均观测值; n —观测次数
均 方 差	$S_x = \sqrt{\frac{1}{n} \sum (K_x - 1)^2}$ $S_y = \sqrt{\frac{1}{n} \sum (K_y - 1)^2}$ 或: $S_x = \sigma_x \sqrt{1 - r^2}$ $S_y = \sigma_y \sqrt{1 - r^2}$	
标 准 差	$\sigma_x = \bar{x} \sqrt{\frac{\sum (K_x - 1)^2}{n - 1}}$ $\sigma_y = \bar{y} \sqrt{\frac{\sum (K_y - 1)^2}{n - 1}}$ 或: $\sigma_x = \bar{x} C v_x, \sigma_y = \bar{y} C v_y$	
离 势 系 数	$C v_x = \sqrt{\frac{\sum (K_x - 1)^2}{n - 1}}$ $C v_y = \sqrt{\frac{\sum (K_y - 1)^2}{n - 1}}$ 或: $C v_x = \frac{\sigma_x}{\bar{x}}, C v_y = \frac{\sigma_y}{\bar{y}}$	
相 关 系 数	单相关 $r = \frac{\sum (K_x - 1)(K_y - 1)}{\sqrt{\sum (K_x - 1)^2 \sum (K_y - 1)^2}}$ 复相关 $r_{xy} = \frac{\sum (K_x - 1)(K_y - 1)}{\sqrt{\sum (K_x - 1)^2 \sum (K_y - 1)^2}}$ $r_{yz} = \frac{\sum (K_y - 1)(K_z - 1)}{\sqrt{\sum (K_y - 1)^2 \sum (K_z - 1)^2}}$ $r_{zx} = \frac{\sum (K_z - 1)(K_x - 1)}{\sqrt{\sum (K_z - 1)^2 \sum (K_x - 1)^2}}$ $r_{z/x+y} = \sqrt{\frac{r_{zx}^2 + r_{yz}^2 + 2r_{xy}r_{yz}r_{zx}}{1 - r_{xy}^2}}$	

3.4.1.2 解析解法 (解析法)

解析法是目前矿坑涌水量计算中应用最普遍的一种方法。它是对矿区水文地质条件进行必要的简化后, 用推导出来的地下水动力学公式来进行水文地质计算的方法。

解析法分稳定流解析法和非稳定流解析法。

采用解析法计算矿坑涌水量时, 当矿坑的长度与宽度比小于10时, 视为辐射流, 把复杂的

进水边界概化成一个“大井”进行计算，统称“大井”法；当矿坑长度与宽度比大于10，视为平行流，则概化为“水平廊道”进行计算，统称“廊道”法。

用“大井”法计算矿坑涌水量时，其中的参数 R 、 r 应以矿坑的引用影响半径 R_0 和引用半径 r_0 代替。

1. 稳定流解析法

(1) 用“大井”法计算地下水为层流时的矿坑涌水量，其计算公式见表3-3-16所示。

(2) 用“大井”法计算地下水为紊流或混合流时的矿坑涌水量，其计算公式见表3-21所示。

2. 非稳定流解析法

用“大井”法计算矿坑涌水量时，其计算公式见表3-3-22所示。

3.4.1.3 数值解法

一般在矿区水文地质条件复杂时采用。它能解决含水层的平面和垂向上的各向异性、多层含水层越流、“天窗”或河流渗漏以及复杂边界条件等情况下的计算问题。

计算方法分正演问题及反演问题。

正演问题——在已知含水层的几何形状、物理特性和流动特性的条件下，求水头分布的问题。目前常用的方法是有限差分法与有限单元法。

反演问题——根据地下水动态及抽水试验观测资料，反过来认识水文地质条件，确定水文地质参数的问题，称为逆问题（反演问题）。

它的任务是：研究所选用的方程类型是否适当；确定方程的系数；检验定解条件。

因此解逆问题是把数学模型校准，这步是整个计算成败的关键。

实际上，预测涌水量的计算过程，一般都是先解逆问题，确定所需要的各种水文地质参数，然后再解正演问题。

应用简况——我国在矿坑涌水量预测中，对复杂矿区也采用数值解法。应用的实例有山东大学数学系对顾家台铁矿、召口铁矿、侯庄铁矿涌水量的预测；北京大学数学系和地质矿产部水文地质研究所对王窑铁矿、司家营铁矿（南区）的预测；长春地质学院和鞍钢地质勘探公司对复州湾粘土矿的预测；北京工业大学用有限元“BT”法对张马屯铁矿，伊敏煤矿进行了计算；煤炭部西安煤炭研究所对肥城、元宝山等煤矿进行了计算；南京大学对姑山、马坑等铁矿进行了计算，这些单位相继都取得了良好的效果。有关数值解法的详细内容，见第五章。

3.4.2 采矿崩落区降雨径流渗入量估算

地下开采的矿床，由于采用崩落法采矿的结果，使采空区上方岩层塌落，引起地表发生错动、开裂和塌陷，从而产生了大气降雨渗入坑下的良好通道，此时，矿井排水量应考虑大气降雨渗入量，这种涌水量简称为“崩落区降雨渗入量”。

目前对崩落区降雨渗入量尚无比较完善和成熟的计算方法，因此只能提出如下简略方法进行估算，仅供设计参考。

3.4.2.1 采矿崩落区岩层移动带的划分及其特征

1. 岩层移动带的划分

对地下开采的矿床,当矿体采出之后,在地下形成空区,覆岩失去了支撑之后,岩层的原始状态发生破坏,使岩层变形、移动和冒落。随着开采面积不断扩大,岩层的移动将波及地表,使其产生开裂和塌陷,以至成为大气降水渗入坑道的良好通道。根据覆岩破坏程度的不同,可分冒落带Ⅰ、导水裂隙带Ⅱ以及整体移动带Ⅲ,见图3-3-11。

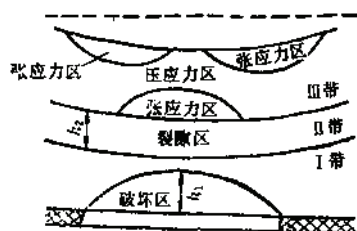


图3-3-11 岩层破坏程度分带图

Ⅰ—冒落带; Ⅱ—导水裂隙带; Ⅲ—整体移动带; h_1 —冒落带高度; h_2 —导水裂隙带高度

2. 三带及其水文地质特征

(1) 冒落带: 是指采矿工作面放顶后引起矿层顶板的破坏范围。此范围的岩石完全失去了原有岩层的结构、构造和物理力学性能,使岩石的渗透性能急剧增加,使补给水源溃入矿坑,所以冒落带高度的大小,直接影响大气降水渗入坑道。

(2) 导水裂隙带: 此带处于冒落带和整体移动带之间,本带岩层产生新的破裂和离层,由于岩石的变形,岩层裂隙发育程度也相应增强,此带如果发展到地表,也成为大气降水渗入坑道的较好通道。

(3) 整体移动带: 此带由于岩层下部支撑力的减少,在自重的作用下,产生了塑性弯曲或使岩层整体缓慢下沉。此带岩层结构变化不大,一般渗漏能力变化较小。

3.4.2.2 冒落带和导水裂隙带最大高度的计算方法

1. 一般经验公式:

$$h_1 = \frac{m}{(k-1)\cos\alpha} \quad h_2 = (1-3)h_1 m \quad (3-3-17)$$

式中 m ——矿层开采厚度, m;

k ——岩石松散系数(见表附1.4);

α ——矿层倾角,度;

h_1 ——冒落带高度, m;

h_2 ——导水裂隙带高度。

2. 我国煤炭部门总结的经验公式,见表3-3-34。

3.4.2.3 崩落区降雨渗入量计算的前提条件及影响计算的主要因素

1. 崩落区降雨渗入量计算的前提条件

冒落带和导水裂隙带最大高度的经验公式

表 3-3-34

煤层倾角 (°)	岩石抗压 强度 (Pa)	岩石名称	顶板 管理 方法	冒落带最大高度 (m)	导水裂隙带(包括冒落 带最大高度) (m)
0~54	400×10^5 } 600×10^5	辉绿岩、石灰岩、硅 质石英岩、砾岩、砂砾 岩、砂质页岩等	全部陷落	$h_1 = (4 \sim 5)M$	$H_f = \frac{100M}{2.4n + 2.1} + 11.2$
	200×10^5 } 400×10^5	砂质页岩、泥质砂 岩、页岩等	"	$h_1 = (3 \sim 4)M$	$H_f = \frac{100M}{3.3n + 3.8} + 5.1$
	$< 200 \times 10^5$	风化岩石、页岩、泥 质砂岩、粘土岩、第四 系和第三系松散层等	"	$h_1 = (1 \sim 2)M$	$H_f = \frac{100M}{5.1n + 5.2} + 5.1$
55~85	400×10^5 } 600×10^5	辉绿岩、石灰岩、硅 质石英岩、砾岩、砂砾 岩、砂质页岩等	"		$H_f = \frac{100mh}{4.1h + 133} + 8.4$
	$< 400 \times 10^5$	砂质页岩、泥质砂岩、 页岩、粘土岩、风化岩 石、第三系和第四系松 散层	"	$h_1 = 0.5M$	$H_f = \frac{100mh}{7.5h + 293} + 7.3$

注：1. 此表引自煤炭工业部制定的“矿井水文地质规程”（试行）。

2. M —累计采厚，m； n —煤分层数； m —煤层厚度，m； h —工作面小阶段垂高，m。

3. 冒落带、导水裂隙带最大高度，对缓倾斜和倾斜煤层，系指从煤层顶面算起的法向高度；对于急倾斜煤层，系指从开采上限算起的垂向高度。

4. 岩石抗压强度为饱和单轴极限强度。

一般具备下述条件之一时，设计中可不考虑崩落区降雨渗入量：

(1) 采用保护矿体顶板的采矿方法；

(2) 采用破坏矿体顶板的采矿方法，但冒落带及导水裂隙带尚未达到地表，地表只显示整体缓慢下沉，没有破坏岩体的完整性；

(3) 冒落带或导水裂隙带虽已扩展到地表，但矿体上部覆岩(土)为可塑性隔水层(如粘土、亚粘土、强风化层等)所覆盖，应根据矿山具体情况研究确定。一般在导水裂隙带扩展到地表，矿体上部可塑性隔水层覆盖层厚度大于20m时；冒落带扩展到地表，矿体上部隔水覆岩(土)层厚度大于50m时不考虑降雨渗入量。

除上述情况外，崩落区冒落带及导水裂隙带发育到地表时，设计中均应考虑计入崩落区降雨渗入量。

2. 降雨渗入量计算的主要影响因素

(1) 采矿顶板管理方法；

(2) 矿体厚度及矿体倾角；

(3) 矿体覆盖层的岩性，厚度及物理力学性质；

(4) 降雨强度。

3.4.2.4 崩落区降雨迳流渗入量的估算

1. 设计频率暴雨迳流渗入量的估算

计算参数的确定

(1) 渗水面积 (F): 是指矿体崩落后波及到地表的塌陷范围, 在图上直接圈定。

(2) 设计频率暴雨迳流渗入系数 (ϕ_{max}): 按选定设计频率24h暴雨发生后, 在24h的时间内渗入到矿坑的最大降雨迳流量与崩落区汇集的24h设计频率暴雨迳流总量的比值。

对扩建或改建矿山, 条件具备时可经实测取得; 对新建矿山可根据相似矿山资料选用; 当缺乏上述资料时, ϕ_{max} 值可参考表3-3-35、3-3-36、3-3-37选取。

崩落区设计频率暴雨渗入系数 (ϕ_{max}) 参考值

表 3-3-35

崩落区地表、矿体顶板岩(土) 层破坏程度及特征		矿体上部覆岩(土)特征		设计频率暴雨渗入系数 (ϕ_{max})
冒落带未扩展到地表, 仅导水裂隙带扩展到地表		无塑性隔水土层	脆性岩石	0.20~0.15
			塑性岩石	0.15~0.10
		有塑性隔水土层, 厚度(m)	5~10	0.10~0.05
			11~20	≤ 0.05
冒落带扩展到地表	矿体顶部覆岩不重复塌陷	无塑性隔水土层	脆性岩石	0.35~0.30
			塑性岩石	0.30~0.20
		有塑性隔水土层, 厚度(m)	5~10	0.20~0.15
			11~20	0.15~0.10
			21~30	0.10~0.05
	矿体顶部覆岩重复塌陷	无塑性隔水土层	脆性岩石	0.40~0.30
			塑性岩石	0.30~0.25
		有塑性隔水土层, 厚度(m)	5~10	0.25~0.20
			11~20	0.20~0.15
			21~30	0.15~0.10
			31~50	0.10~0.05

注: 1. 表中塑性岩石一般指页岩、泥灰岩、泥质砂岩、凝灰岩、千枚岩等; 脆性岩石一般指石灰岩、白云岩、大理岩、花岗岩、片麻岩、闪长岩等; 塑性隔水土层系指第四系粘土、亚粘土和严重风化成土状物的基岩。

2. 对表中设计频率暴雨渗入系数波动值, 当深厚比大时取小值; 深厚比小, 导水裂隙或冒落带刚波及到地表时取大值。

(3) 设计频率暴雨量

地下开采渗入矿坑的降雨迳流量, 目前普遍利用24h的暴雨量进行计算, 故一般矿山设计暴雨频率建议采用如下标准。

大型矿山设计频率5%。中、小型矿山设计频率10~20%; 塌陷特别严重雨量大的地

锦屏磷矿崩落区降雨渗入率(%)随时间变化情况表

表 3-3-36

影响天数	年 份							渗 入 率 平 均 值
	1959	1960	1961	1962	1963	1964	1965	
	日 期 (日/月)							
	6/9	27/6	13/9	8/7	16/8	6/8	4/8	
	降 雨 量 (mm)							
	69.2	115.7	114	119	76.1	89.7	100.7	
第一天	24.3	40.7	26.7	27.0	31.8	12.5	25.9	27.0
第二天	18.4	16.3	22.8	21.3	12.9	7.5	12.5	16.0
第三天	9.4	1.4	6.5	12.7	12.2	3.7	5.5	7.3
第四天	3.4	6.0	10.3	10.6	5.3	2.6	4.5	6.1
第五天	6.5	10.4	1.5	5.1	—	—	3.4	5.1
第六天	5.6	—	3.2	—	—	—	—	4.4
第七天	4.0	—	3.2	—	—	—	—	3.6
第八天	2.0	—	1.3	—	—	—	—	1.7
渗入率累 计	73.6	74.8	75.5	76.7	62.2	26.3	51.8	63

注: 1. 本表系崩落区一次降雨后渗入系数随时间的延长而变化的数值。另外, 第九、十……天仍有渗漏, 但为数很少, 未统计在内。

2. 表中—号表示无记录或受降雨干扰。

两个矿山 ϕ_{max} 设计选取值与实测值对照表

表 3-3-37

矿山名称	地表破坏特征	矿体倾角 (°)	矿体上部覆盖岩层岩性	矿区最大降雨量取值 (mm)	设计选取 ϕ_{max} 值	矿山生产时期最大雨量时, 实测值
锦屏岭二期工程	冒落带发展到地表, 塌陷成坑, 汇集的降雨全部渗漏到井下	65~80	岩性坚硬的花岗片麻岩等, 无松散层覆盖	0.120	0.30	0.342
新浦岭一50m中段	冒落带发展到地表, 塌陷成坑, 汇集的大气降雨全部渗漏到井下	33~42	矿体直接顶板为花岗片麻岩等, 岩性因受风化而呈半坚硬状态, 基岩上覆盖有20m左右的第四系松散层, 其中有6~8m淤泥, 隔水性好	0.120	0.10	0.10

区, 可以适当提高设计频率标准。

设计频率暴雨量, 一般可由地区水文手册查得, 当缺乏该资料时, 可参考本章3·5·2中有关部分计算求得。

(4) 设计频率暴雨迳流渗入量计算

计算公式如下:

$$Q_p = H_p \cdot F \cdot \varphi_{max} \quad (3-3-18)$$

式中 Q_p ——设计频率暴雨迳流渗入量, m^3/d ;

H_p ——设计频率暴雨量, m ;

F ——渗水面积, m^2 ;

φ_{max} ——设计频率暴雨迳流量渗入系数。

2. 正常降雨迳流渗入量的估算

根据矿山实践经验, 采矿崩落区正常降雨迳流渗入量一般较小, 对矿山排水设计影响不大, 为简化计算, 可按下述方法确定:

(1) 降雨量 $\geq 1000mm$ 地区, 取设计频率暴雨迳流渗入量的 10% 作为正常降雨迳流渗入量。

(2) 降雨量 $< 1000mm$ 地区, 取设计频率暴雨迳流渗入量的 5~8% 作为正常降雨迳流渗入量。

3.5 露天采矿场总涌水量计算

露天采矿场总涌水量是由地下水涌水量和降雨迳流量两部分组成。

3.5.1 地下水涌水量的计算

露天采矿场地下涌水量与地下开采矿坑地下水涌水量计算方法基本相同, 具体计算时请参阅本章 3.4 节地下开采矿坑总涌水量计算部分。

3.5.2 降雨迳流量计算

露天采矿场降雨径流量, 应按正常降雨迳流量和设计频率暴雨迳流量分别计算。

3.5.2.1 计算方法

1. 正常降雨迳流量 (Q_z) 计算公式

$$Q_z = F H \varphi \quad (3-3-19)$$

式中 F ——泵站担负的最大汇水面积, m^2 ;

H ——正常降雨量, m ;

φ ——正常地表迳流系数, %。

2. 设计频率暴雨迳流量 (Q_p) 计算公式

$$Q_p = F H_p \varphi' \quad (3-3-20)$$

式中 H_p ——设计频率暴雨量, m ;

φ' ——暴雨地表迳流系数, %;

其它符号同前。

3.5.2.2 计算参数的选取

1. 汇水面积 (F) 的圈定

根据排水方式确定的排水泵站担负的最大汇水面积进行圈定。应包括露天境界内和境界外的地形分水岭或地表截水沟范围以内的汇水面积。

2. 地表迳流系数的确定

地表径流系数的选取,可根据采矿场岩石性质、裂隙发育程度和降雨强度大小等因素确定。

对于扩建或改建矿山,在具备实测地表径流系数的矿山,应尽可能采用实测值。对于不具备实测条件的新建矿山,当有类似生产矿山资料时,应选用类似生产矿山的实测值。对缺乏上述资料的矿山,可选用地表径流系数经验值。

1) 生产矿山实测地表径流系数

国内部分生产露天采矿场地表径流系数实测值,见表3-3-38、表3-3-39、表3-3-40、表3-3-41。

2) 地表径流系数经验值

当无实测资料可按表3-3-42选取地表径流系数经验值。

抚顺西露天煤矿1960年地表径流系数实测值

表3-3-38

降雨量(mm)	岩 性	裂隙发育程度	径流系数(φ)
365 (4天降雨量)	煤 层	中 等	0.4
	油 页岩	发 育	0.4
	玄 武 岩	中 等	0.55

田庄露天铝土矿1964~1965年地表径流系数实测值

表3-3-39

降雨量 (mm)	降雨汇水总量 (m^3)	实测地表径流量 (m^3)	地表径流系数 (φ)
55	44000	18940	0.43
107	26000	13800	0.53
39	8250	2480	0.30
14.7	140	110	0.785

凹山、东山露天铁矿1980~1982年地表径流系数实测值

表3-3-40

降雨量 (mm)	降雨汇水总量 (m^3)	实测地表径流量 (m^3)	地表径流系数 (φ)	岩 性
222.3	991458	16000	0.16	安 山 岩
222.3	55575	7000	0.13	凝 灰 岩
112.8	57960	8200	0.14	粗 面 岩 闪长斑岩

注:由于爆破人为地扩大了原岩的裂隙和破碎程度,岩石破碎、裂隙发育,整个采场约有90%地段属松散、松软和半坚硬的岩石。

大冶东露天铁矿1974~1978年地表迳流系数实测值

表 3-3-41

降雨量 (mm)	降雨汇水总量 (m ³)	实测地表迳流量 (m ³)	迳流系数 (φ)	岩 性
71.1	70246	15540	0.22	矿体上盘闪长岩, 下盘大理岩
103.4	102159	30475	0.3	
71.5	7064	20825	0.29	
59.3	58588	1889	0.32	
39.4	39124	12170	0.31	
51.3	50684	12200	0.24	
121.0	19584	26910	0.45	
50.0	49400	9095	0.18	
60.7	59972	21175	0.35	
78.8	77854	19970	0.26	
68.9	68300	14035	0.21	
61.9	64477	23750	0.37	
89.8	84919	38265	0.39	

注: 大冶铁矿采用井巷排水、地表迳流通过集水巷流入水仓。

地表迳流系数经验值

表 3-3-42

岩 土 类 别	地表迳流系数(φ)
重粘土、页岩	0.9
轻粘土、凝灰岩、砂页岩、玄武岩、花岗岩	0.8~0.9
表土、砂岩、石灰岩、黄土、亚粘土	0.6~0.8
亚粘土、大孔隙黄土	0.6~0.7
粉 砂	0.2~0.5
细砂、中砂	0~0.2
粗砂、砾石	0~0.4
坑内排土场, 以土壤为主者	0.2~0.4
坑内排土场, 以岩石为主者	0~0.2

注: 1. 本表内数值适用于暴雨径流量计算, 对正常降雨量计算应将表中数值减去0.1~0.2。

2. 表土指腐植土, 表中未包括的岩土则按类似岩土性质采用。

3. 当岩石有少量裂隙时, 表中数值减去0.1~0.2, 中等裂隙减去0.2, 裂隙发育时减去0.3~0.4。

4. 当表土、粘性土壤中含砂时, 按其含量适当将表中地表迳流系数减去0.1~0.2。

3. 正常降雨量的选择

一般矿区可按雨季平均降雨量作为正常降雨量, 而对非雨季节经常出现较大降雨地区的露天矿, 可选用控制雨量进行设计。

1) 雨季平均降雨量的推求

收集历年(一般要有10~15年)雨季各月降雨量及降雨天数, 用下式求得。

$$H = \frac{\sum_{i=1}^n H_i}{\sum N} \quad (3-3-21)$$

式中 H ——历年雨季日平均降雨量, m ;
 N ——历年降雨系列资料中某一年的雨季天数, d ;
 H_i ——历年降雨系列资料中某一年的雨季总降雨量, m ;
 n ——降雨系列资料统计年数。

2) 控制雨量的推求

在我国一些地区的露天矿, 在非雨季节经常出现较大降雨时, 用雨季平均降雨量来计算正常排水量很可能偏小, 为保证露天矿在非雨季节正常生产, 可采用控制雨量进行设计。

控制雨量确定方法如下:

收集历年非雨季节的降雨量, 并按 $\geq 10mm$ 、 $\geq 20mm$ 、 $\geq 25mm$ 、 $\geq 30mm$ 、 $\geq 35mm$ 、 $\geq 40mm$ 、 $\geq 50mm$ 等分组统计降雨天数, 然后把各组降雨量之和被各组的降雨天数除, 得各分组平均降雨量, 再拿各组平均降雨量与实际降雨量对比, 选择每年出现机率为2~3次的雨量值, 作为控制雨量。

例: 大孤山铁矿19年内非雨季节控制雨量的计算, 见表3-3-43。

选35.2mm为非雨季节控制雨量, 作为计算正常降雨迳流量的依据。

4. 设计频率暴雨量的计算

1) 设计频率的选取

露天矿排水设计频率标准, 目前尚无统一规定。对一般矿山设计, 可根据矿山规模按设计暴雨常用频率选用(见表3-3-44)。对有特殊条件或要求的露天矿, 可根据矿山具

非雨季节控制雨量统计计算表

表3-3-43

降雨量(mm)	≥ 10	≥ 25	≥ 50
降雨天数(d)	157	36	2
降雨总量(mm)	3006.8	1268.6	117.7
平均值(mm)	19.2	35.2	58.9
出现机率(次/年)	8	2	(19年2次)

设计暴雨频率常用标准

表3-3-44

矿 山 规 模	设计暴雨频率(%)
特大型和大型	5
中 型	10
小 型	20

体情况, 通过对不同频率的排水工程基建投资和淹没经济损失等主要因素, 进行技术经济分析, 以确定适合该矿山的设计暴雨频率标准。

2) 设计频率暴雨量的计算

(1) 短历时($\leq 24h$)暴雨量

不同频率24h的暴雨量及暴雨计算所需各种参数,均可由地区《水文手册》直接查得,在这种情况下,一般只需要进行设计频率的不同历时的暴雨量计算。

当缺乏上述资料时,可收集矿山附近气象台(站)的降雨和暴雨参数资料,按下述方法进行计算。

频率为 P 的24h暴雨量 H_{24P} 计算公式:

$$H_{24P} = K_P \bar{H}_{24} \quad (3-3-22)$$

式中 K_P ——模比系数,根据设计频率、 C_v 与 C_s 关系查表附3.8中皮尔逊Ⅲ型曲线值表可得;

$\bar{H}_{24}$ ——历年24h最大暴雨量均值,mm;各地最大24h暴雨量比最大日暴雨量 $\bar{H}$ 大10%左右,故采用 $\bar{H}_{24} = 1.1\bar{H}$;

频率为 P 的暴雨雨力 S_P 采用下式计算:

$$S_P = H_{24P} / t^{1-n} \quad (3-3-23)$$

式中 n ——暴雨递减指数,由地区 n 值等值线图查得;

其余符号同前。

频率为 P 的不同历时暴雨量 H_{tP} 按下式计算:

$$H_{tP} = S_P t^{1-n} \quad (3-3-24)$$

式中

t ——暴雨历时, min;

所有符号同前。

偏差系数 C_s 一般根据当地 C_s 与 C_v 关系确定,无该资料时可按下式计算:

$$C_s = \frac{\sum (K-1)^3}{(N-1)C_v^3} \quad (3-3-25)$$

变差系数 C_v ,利用地区 C_{v24} 等值线图查得,当无该资料时,可利用下式计算:

$$C_v = \sqrt{\frac{\sum (K-1)^2}{N-1}} \quad (3-3-26)$$

式中 K ——变率, $K = \frac{H}{\bar{H}}$;

N ——统计年数;

H ——统计系列资料中某年日最大暴雨量, mm。

为了确定变率 K 值和计算 C_s 与 C_v 值,需将收集到的矿山附近气象台(站)的历年日最大暴雨量,按由大到小的顺序排列成表3-3-45,并将求得的历年变率亦列入表中,然后进行计算。

(2)长历时(>24h)暴雨量

历时为 T 、频率为 P 的暴雨量 H_{TP} 采用下式计算:

$$H_{TP} = H_{24P} T^{m_1} \quad (3-3-27)$$

式中 T ——暴雨历时,设计取与允许淹没天数相同的时间, h;

m_1 ——地区暴雨参数,由地区 m_1 等值线图查得;

其余符号同前。

历年日最大暴雨统计资料系列表

表 3-3-45

项 次	年 份	$H(\text{mm})$	K	$K-1$	$(K-1)^2$	$(K-1)^3$
1	1972	172.5	1.82	0.82	0.6724	0.5513
2	1969	160.6	1.70	0.70	0.4900	0.3430
3	1953	125.1	1.32	0.32	0.1024	0.0327
4	1962	124.0	1.31	0.31	0.0961	0.0297
5	1954	116.5	1.23	0.23	0.0529	0.0121
6	1961	113.5	1.20	0.20	0.0400	0.0080
7	1968	111.4	1.18	0.18	0.0324	0.0058
8	1956	102.3	1.08	0.08	0.0064	0.0005
9	1964	98.7	0.95	-0.05	0.0025	-0.0001
10	1965	95.4	1.01	0.01	0.0001	0.0001
11	1960	88.4	0.93	-0.07	0.0049	-0.0003
12	1971	82.4	0.87	-0.13	0.0169	-0.0021
13	1957	73.9	0.78	-0.22	0.0484	-0.0106
14	1970	71.8	0.76	-0.24	0.0576	-0.0138
15	1967	70.7	0.75	-0.25	0.0625	-0.0156
16	1953	65.7	0.69	-0.31	0.0961	-0.0297
17	1963	64.5	0.68	-0.32	0.1024	-0.0327
18	1966	63.7	0.67	-0.33	0.1089	-0.0359
19	1965	53.7	0.57	-0.43	0.1849	-0.0795
20	1959	47.9	0.51	-0.49	0.2401	-0.1176
Σ		1893.7			2.4179	0.6452

当设计矿山需要对暴雨频率进行选择时,则应按上述方法计算不同频率、不同历时的暴雨量,以便计算不同频率、不同历时的暴雨迳流量,为进行技术经济分析提供基础资料。

3.5.3 贮排平衡计算

为选择最优排水设备数量和贮水调节容积,以及确定合理的排除积水时间(即允许淹没时间)和淹没深度,一般均需进行贮排平衡计算求得解决。

3.5.3.1 贮排平衡曲线的绘制与分析

贮排平衡曲线是由按露天采矿场排水方式设置的泵站(包括露天排水方式的坑底移动或半固定泵站、露天台阶上设置的分段截流泵站和井巷排水方式的井下泵站)计算的设计频率不同历时的暴雨迳流量(见表3-3-46)和水泵排水量制出的曲线。

某泵站设计频率($P=10\%$)不同历时的暴雨迳流量计算结果表 表 3-3-46

降雨历时 (h)	1	2	3	4	5	6	9	12	24	48	72	96	120	144	168
暴雨迳流量 (m^3)	43800	46840	51420	54940	57835	60310	66205	70735	82960	100380	112825	121980	130245	136885	143520

以设计频率的暴雨迳流量和水泵排水量为纵坐标,以排除积水时间或称允许淹没时间为横坐标,绘出不同历时的暴雨迳流量累计曲线和水泵工作排水量累计曲线。横坐标取点时12h以内取的密些,而12h~24h可放稀,长历时段,用日(d)为单位取点(图3-3-12)。

从图3-3-12中曲线可以看出,水泵工作排水量累计曲线是一条直线,而暴雨迳流量累计曲线是随时间变化的抛物线型曲线,二者不相吻合,这就是露天矿排水要进行贮排平衡计算的原因。由图可知,每给定一排除积水时间,即可在两线间的最大垂直距离定出一个要求的贮水容积,随着排除积水时间的加长,排水能力可减少,但相应的要求贮水容积要增大,而缩短排除积水时间,排水能力则要增加,贮水容积可相应减少。

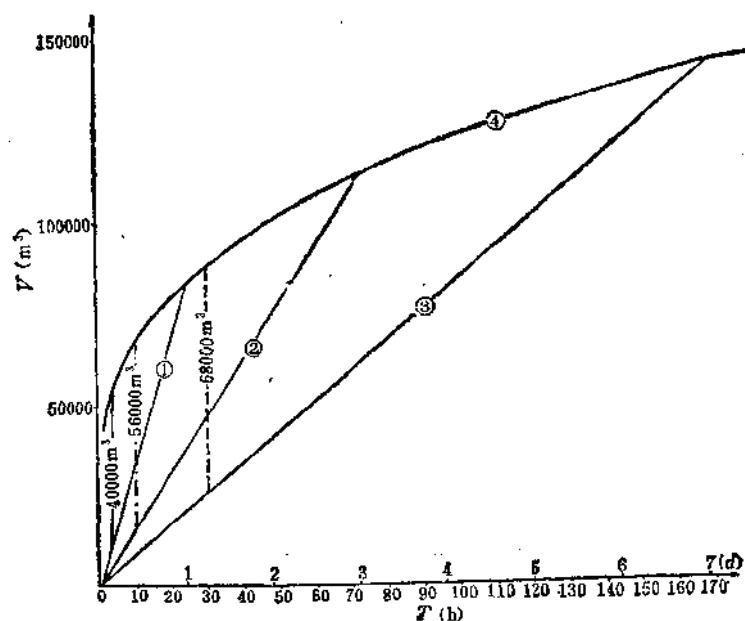


图 3-3-12 露天矿排水贮排平衡曲线图

①—24h水泵排水累计曲线, ②—3h水泵排水累计曲线;

③—7h水泵排水累计曲线, ④—泵站设计频率 $P=10\%$ 的暴雨迳流量累计曲线

如何处理好贮排平衡关系,是搞好露天矿排水设计的最重要问题。不过这个问题的影响因素甚多,尤其是淹没损失等因素难于准确确定,所以现在还没有很好解决。目前,设计主要根据允许淹没时间和允许淹没深度,经分析研究大致确定。

3.5.3.2 允许淹没时间和淹没深度的确定

1. 允许淹没时间的确定

露天采矿场不论采用何种排水方式,原则上都应允许坑底贮水,其允许淹没时间应根据同时开采的阶段数(考虑受淹时影响出矿的程度)、贮矿仓能力以及淹没后造成的损失等具体情况经研究确定。一般情况下,对采用露天排水方式的矿山,允许淹没时间可取1~7 d;采用井巷排水方式的露天矿,允许淹没时间可取1~5 d。对于具体确定淹没时间,提出以下几种情况供参考。

(1) 采用潜水泵、浮船、台车等排水方法的矿山,从排水角度来看允许淹没时间可采用较长历时,如采用5~7 d;

(2) 矿山在雨季前,可超前掘出按贮排平衡曲线要求的最小贮水容积,或最低工作水平在雨季允许停产(底沟无大型采、装、运设备作业),或最低工作水平采用机动性强的装备等情况下,允许淹没时间可取上限(7 d);

(3) 采矿工作面少或新水平准备工作比较紧张,雨季前掘不出按贮排平衡曲线要求的最小调节容积的情况下,允许淹没时间应适当缩短,可取2~4 d。

(4) 当矿山采掘工程紧张,采矿工作台阶少,淹没损失较大,对安全持续生产有特殊要求的矿山,其允许淹没时间采用短历时的较高标准,即等于或小于1 d。

2. 采矿场淹没深度的确定

采矿场设计洪水的允许淹没深度可按以下原则确定:

(1) 采矿场受淹后,排水作业不能停产;

(2) 新水平开沟前,水深不淹本水平挖掘机主电机;新水平开沟未完成前,水深不淹上个平台的挖掘机主电机;

(3) 特殊情况下,如设计暴雨迳流量特别大时,对是否允许淹没本水平或上水平挖掘机主电机,应通过技术经济比较确定。

(4) 新水平准备时间充裕时,在每年暴雨期停止开沟,开段沟和上个平台可以淹没。

第四章 矿床疏干

编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

长沙有色冶金设计研究院

长沙化学矿山设计研究院

化工矿山设计研究院

编写人 王安则 罗良经 易代仁 张义之 程辑和

4.1 矿床疏干设计的基本原则和内容

矿床疏干是采用地表降水孔、疏干巷道、放水孔及疏水明沟等各种疏水构筑物,在矿山基建以前或基建时期,预先降低矿区的地下水位,为采掘工作创造正常和安全条件的一种技术措施。

矿床疏干技术的应用,不仅使水文地质条件复杂、矿坑涌水量大,长期受水害威胁严重的矿山得以相继开发、安全开采,而且对于水文地质条件中等或比较简单的矿床,当按照矿井或露天采矿场的建设条件和要求。正确实施矿床疏干技术时,亦可以大大地改善采掘作业条件、提高劳动生产率、降低开采成本、加快采掘工作进度、赢得建设时间,特别是露天开采边坡的疏干,可改善岩土边坡的物理力学性质、提高稳定的边坡角、减少剥离工作量。因此,矿床疏干技术不仅是保证矿山安全生产的必要措施,而且日益成为提高矿山经济效益的有效手段。

国内外矿床疏干实践表明,矿床疏干排水技术,目前仍然是世界各国在矿山开发中应用最为广泛的一种防治矿床地下水的方法,但对特定条件下的一些矿床也暴露了这种防治水方法存在的问题;矿床疏干排水改变了矿区附近的天然水文地质条件;长期大量的疏排地下水,降落漏斗日益扩展,破坏了地下水资源;岩溶充水矿床,因矿山疏干排水引起地面沉降、开裂和塌陷,造成大片农田和建筑物毁坏等严重后果。因此,矿床疏干技术虽然是目前国内外矿山采掘工程中普遍应用的同地下水害作斗争的一种有效方法,但也有其限制条件和适用范围。

4.1.1 矿床疏干的适用条件和主要技术要求

4.1.1.1 矿床疏干的适用条件

有下列任何一种情况时,应考虑预先疏干:

(1) 矿体或直接顶、底板为涌水量大、水压高的含水层,不进行预先疏干会导致突然涌水淹没矿井,无法保证采掘工作安全与正常进行时。

(2) 矿体虽赋存于隔水或弱透水层中,但矿体间接顶板赋存有含水丰富、水压高的含

水层,并且该含水层位于开采崩落区内,可能对开采构成严重威胁时。

(3) 矿体虽赋存于隔水或弱透水层中,但矿体间接底板存在着含水丰富、水压高的含水层,若不进行预先疏干降压,在采掘过程中有可能引起底板鼓淹矿井、无法保证采掘工作安全与正常进行时。

(4) 由于采掘过程中的涌水,对矿山生产工艺和设备效率有严重影响而必须改善采矿场的作业条件时。

(5) 矿体直接顶板含水层虽然含水不丰富,水头也不大,但属于流砂层或者矿体间接顶板为流砂层并且位于开采崩落区内,若不进行预先疏干,在采掘过程中有突然涌水、涌砂的危险时。

(6) 露天开采矿床的边坡由于地下水的影响致使岩石物理力学性质改变、稳定性降低、边坡可能发生塌落和滑坡时。

4.1.1.2 矿床疏干主要技术要求

矿床疏干在技术上必须满足以下要求:

(1) 采用的疏干方法必须与矿区水文地质条件相适应,并能保证有效地降低地下水位,形成可靠的疏干漏斗。

(2) 采掘范围内形成的地下水降落曲线低于相应时期的采掘工作面标高,或低于允许的剩余水头。

(3) 疏干工程的施工进度,必须满足矿床开拓、开采进度计划的要求。

4.1.2 矿床疏干设计所需的水文地质资料及其要求

4.1.2.1 矿床疏干设计所需的水文地质资料

矿床疏干设计所需的水文地质资料,一般有以下几种:

(1) 经矿产储量委员会审批的地质勘探(含水文地质)报告。一般在矿区的水文地质条件属中等或比较复杂的类型时提供。

(2) 经矿产储量委员会审批的专门水文地质勘探报告。一般在矿区的水文地质条件属复杂或极复杂类型时提供。

(3) 经矿产储量委员会审批的矿区水文地质补充勘探报告。这主要是指在矿区勘探阶段水文地质勘探和研究程度未能满足规范要求,而进行水文地质补充勘探后提交的报告。

(4) 疏干试验报告。这是在矿区进行疏干试验之后提交的工业性试验报告,如:放水试验报告、降水孔群干扰试验报告或流砂的可疏性试验报告等。

4.1.2.2 矿床疏干设计对水文地质资料的要求

一般需要采取预先疏干的矿床,由于牵涉到疏干方案的选择、疏干工艺的确定以及疏干系统和辅助设施的建立等,都要求有充分可靠的水文地质资料作为依据,因此,在所需资料的深度和广度上,与一般不需要疏干的矿山有所差别。在一般情况下,除第二章2.1节所列资料以外,尚应附有以下资料:

(1) 区域水文地质资料,应包括地下水补给、迳流和排泄区在内的完整水文地质单元资料,同时应附有矿床疏干对区域水文地质条件影响的预测和评价资料。

(2) 矿区所在的水文地质单元及边界条件的工程控制资料。

(3) 主要含水层的岩性、产状、厚度、空间展布、含水层的厚度、富水性在水平和垂直方向的变化规律以及各含水层的水力联系资料, 分区、分带的确定主要含水层有代表性的稳定流或非稳定流的水文地质参数资料。

(4) 地表水体的分布、水文特征、地表水与地下水的水力联系资料。通过矿床地段河流以及岩溶矿区位于预测塌陷区内的河流, 应有河床的岩性、构造及开采后地表水与地下水相互转化的预测资料。

(5) 顶板或底板间接进水的矿床, 应对隔水层附有如下资料: 隔水层的性质、厚度及其变化, 隔水层的隔水性能及构造破坏, 隔水层有代表性的物理力学性质指标等。

(6) 以孔隙充水为主的矿床, 除附有含水层赋存的一般水文地质特征资料外, 尚应附有松散含水层的颗粒分析资料和必要的物理力学性质指标资料。

(7) 附图

除第二章2.1节所列附图外, 还可视矿床水文地质特点增补下列图件:

含水层等厚线图;

含水层顶、底板等高线图;

含水层等水位(压)线图;

矿床底板隔水层等厚线图;

第四纪水文地质图;

岩溶发育程度图;

岩溶塌陷预测分布图。

4.1.3 矿床疏干设计的原则和主要内容

4.1.3.1 疏干设计的原则

(1) 矿床疏干设计要与采矿设计、矿区地面防水及矿井或露天采矿场的排水设计密切结合, 统一安排。

(2) 矿床疏干设计要全面规划, 注意开采初期和后期疏干工程的衔接, 位于同一水文地质单元内的不同矿区, 应注意相邻矿区疏干工程间的相互配合。

(3) 疏干方案应通过多方案的技术经济比较确定, 详细对比各方案降低地下水位的可靠程度, 各方案采用的疏干工程的施工难易程度和安全程度, 各方案所用疏干设备的运转可靠程度及设备材料供应的可靠性, 各方案基建时间的长短, 各方案基建工程量和投资多寡以及矿山生产期间经营费用的多少等。

(4) 矿床疏干设计应考虑疏干水量的排供结合和综合利用问题。

4.1.3.2 矿床疏干设计内容

矿床疏干设计是需要疏干的矿山开采总体设计组成部分之一, 编制矿床疏干初步设计时, 应包括以下主要内容:

1. 对提供设计依据的原始资料分析和评述

对提供设计依据的地质报告或专门水文地质报告、疏干试验报告等, 进行系统的分析, 提出影响疏干设计开展的主要水文地质工程地质问题, 分析这些问题对开展疏干设计

的影响程度和应采取的相应措施。

2. 矿床疏干水文地质条件的研究和论证

(1) 详细研究区域水文地质特征, 分析矿床疏干对区域水文地质条件的影响。

(2) 研究矿区所在水文地质单元及边界条件, 研究拟疏干含水层的岩性、产状、厚度、空间展布、含水层的厚度及富水性在水平和垂直方向上的变化。

(3) 详细研究抽(放)水试验资料, 确定拟疏干含水层有代表性的水文地质参数。

(4) 研究地表水的分布、地表水与地下水的水力联系, 矿床疏干后地表水转化为地下水的可能性。

(5) 研究矿床疏干引起地面沉降、开裂和塌陷的可能性及其对矿山建设的影响。

(6) 研究矿床开采的工程地质条件, 确定不利的工程地质因素及其对矿床疏干和开采带来的影响。

3. 矿床疏干必要性和可行性的论证

从矿山基建和生产安全及采掘效率的提高等多方面, 对矿床疏干的必要性进行技术经济论证; 通过矿床开采水文地质、工程地质条件的研究, 论证矿床疏干的可能性和可行性。

4. 确定疏干原则、疏干方法和疏干工艺

根据采矿对疏干的要求, 提出两个以上可能的疏干方案, 列表说明各方案的优缺点、疏干基建工程量、设备材料数量、投资及年经营费用等, 根据矿山的具体条件, 推荐技术可靠、经济合理的方案。

5. 疏干工程布置和疏干工程结构类型的确定

说明推荐方案中, 各种疏干工程的布置原则和方法, 并详细说明推荐方案中以下各种疏水构筑物的结构。

深井降水孔: 开孔、终孔直径, 止水要求, 过滤器类型, 填砾厚度及砾料规格, 沉砂段长度以及深井基础处理方法;

疏干巷道: 巷道布置形式、长度、断面规格、坡度要求, 水沟规格及巷道支护要求等;

直通式放水孔: 开孔、终孔直径, 止水方法, 过滤器类型, 孔口管接装方法及闸阀型号;

丛状放水孔: 开孔、终孔直径, 孔口管尺寸及固定方法, 孔深要求及孔口管闸阀型号。

6. 矿床疏干的水文地质计算

地下开采矿山计算矿坑系统总涌水量; 按各开采阶段计算疏干系统的地下水正常涌水量及最大涌水量; 当采用破坏顶板的采矿方法, 形成开采崩落区并导致雨水渗入时, 计算正常降雨渗入量及暴雨渗入量; 计算各开采阶段的静贮量和疏干时间; 校核各开采时期的地下水降落曲线是否满足采矿要求。

采用地表降水孔疏干时应计算疏干系统总涌水量; 干扰井群的单井涌水量; 疏干井间距及残余水头值; 校核各开采时期的地下水降落曲线是否满足采矿要求; 静贮量和疏干时

间以及过滤器的水文地质计算等。

7. 疏干设备选型及选用数量的确定

采用地表降水孔疏干时, 选用深井泵或潜水泵的型号, 计算泵的工作、备用及检修台数, 选用钻井设备的型号和数量以及相应附属设备型号、数量等。

8. 矿区水文地质观测网的建立

确定矿区地面水文地质观测网布置的原则、布置形式、观测孔的结构及过滤器的类型, 建立矿坑涌水量观测系统及矿坑水压观测系统, 必要时建立地下水水温及水质监测系统。

9. 矿山基建疏干和生产疏干的水文地质工作设计

按照采矿对疏干的要求, 编制基建疏干和生产疏干的进度表, 确定日常生产水文地质工作内容及工作量, 配置观测仪器型号、数量, 确定人员编制及组成等。

10. 编制疏干概算

11. 矿坑水综合利用

详细研究矿坑排水的水质及水量是否具备可供利用的条件, 协调排供关系, 最大限度地利用矿床疏干的地下水, 以求降低排水经营费用。

12. 矿山疏干排水与环境保护

研究矿坑水排放对周围环境污染的可能性, 提出防止污染的措施。对岩溶充水矿床, 应详细研究因矿山疏干排水出现地面沉降、开裂及塌陷的可能性, 并提出防治措施。

13. 主要附图

(1) 区域水文地质图 (1:5000~1:10000), 必要时附, 一般按原有图复制。

(2) 矿区水文地质图 (1:1000~1:5000), 一般按原有图复制。

(3) 疏干工程平面布置图 (1:1000~1:5000)。图中标明主要水文地质勘探点和试验点的位置及编号、含水层界线及富水性分区、露天矿最终开采境界或地下矿开采崩落界线及错动界线、疏干工程的位置与编号、表明疏干系统与地面防排水系统的关系、地面观测系统的位置及编号等。

(4) 阶段疏干工程布置图 (1:1000~1:5000)。标明勘探线、矿体、地层及含水层界线, 主要构造线位置, 主要井巷工程布置, 地下疏干系统的位置及编号, 疏干系统与阶段排水系统的关系并标明排水方向及疏干巷道、峒室、防水门及水仓、水泵房的位置, 观测孔的位置及编号, 阶段的崩落界线及错动界线等。

(5) 降水孔结构图。表明降水孔穿过的地层层位、岩性、深度、含水层的厚度及各层层底标高, 降水孔开孔、终孔直径及换径情况, 止水部位, 过滤器装设位置及过滤器类型、滤料的填置深度、厚度及滤料规格, 沉砂段长度等。

(6) 岩溶矿区地面塌陷预测分区图 (有资料依据时附, 一般按原有图复制)。

4.2 矿床疏干试验和设计的一般要求

矿床疏干试验一般是在编制矿床疏干初步设计之后, 在开展施工图设计之前, 结合既定的疏干方案进行的一种工业性试验。

在国内外水文地质条件复杂矿山的开发实践中,许多矿山在基建之前或在基建前期均进行了疏干试验。国内矿山采用地下疏干方法时,一般要进行坑道放水试验,采用地表疏干方法的矿山,也曾进行了降水孔抽水及干扰井群抽水试验,流砂的可疏性试验研究等。通过疏干试验,既能验证勘探部门提供的水文地质资料,同时又能解决矿床疏干设计中的重大技术问题,从而可保证设计拟采用的疏干方法和疏干工艺的有效性和疏干系统工作的可靠性。

4.2.1 矿床疏干试验的任务

在矿床疏干设计中,当拟采用的疏干方法、疏干工艺和技术手段比较复杂、国内尚缺乏成熟经验,或者矿区水文地质条件复杂、矿坑涌水量大,相应的投入疏干工程量大,投资高,而疏干设计中某些重要环节的技术决定尚待进一步验证时,往往需要在施工图设计开展之前进行疏干试验。对矿床水文地质条件复杂的大水矿床,由于受现有水文地质勘探装备水平和技术手段的限制,在矿床详勘阶段尚遗留部分水文地质工程地质问题,也可以在疏干试验中一并获得解决。

疏干试验一般应解决以下问题:

- (1) 验证疏干设计中拟采用的疏干方法、疏干工艺及技术手段的有效性和可靠性;
- (2) 根据疏干试验降落漏斗曲线的形态及获得的水文地质参数,调整疏干工程间距、工程量和疏干工程的布置;
- (3) 检验疏干工程结构设计是否可靠、合理,为进一步修改和完善疏水构筑物的结构设计提供依据;
- (4) 检验疏干水文地质计算参数和计算方法的可靠性,核实疏干时间,调整疏干排水工程的施工进度;
- (5) 进一步揭示矿区开采的水文地质条件,对某些岩溶矿区,了解矿坑水的泥砂含量和进一步暴露地面沉降、开裂和塌陷产生的规律,为塌陷的防治提供依据;
- (6) 通过疏干试验,积累各种疏干工程的施工经验,为疏干工程的全面施工创造良好条件。

4.2.2 疏干试验设计要求

疏干试验设计一般要求如下:

- (1) 疏干试验地点的选择,应密切结合基建前期采掘工程的布置和在水文地质条件有代表性的地段进行;
- (2) 疏干试验应与矿床疏干设计确定的疏干方法、疏干工艺和采用的技术手段相一致;
- (3) 疏干试验工程应尽可能为以后的基建和生产疏干所利用,以求减少疏干工程量,节约投资费用;
- (4) 疏干试验设计应详细拟定各项试验工作的具体试验方法、步骤、技术要求和进度计划等实施细则,详细确定各项试验工程的具体位置、技术规格、施工方法与机具、测

试手段与装备,详细计算整个试验项目的工程量与工作量以及动力材料消耗,编制详细的工程施工预算。

4.3 矿床疏干方式与疏干方法

4.3.1 疏干阶段

矿床疏干一般分为:基建疏干和生产疏干两个阶段。

4.3.1.1 基建疏干

对矿区水文地质条件属复杂和极复杂类型的矿山,在已确定采取疏干措施后,一般都要求在矿山基建以前或基建过程中提前进行疏干工作,以便在矿山投产前就全部或局部超前降低地下水位,为采掘工作创造正常和安全的条件。超前时间一般为6~12个月,具体则按计算的地下水降落漏斗形成时间来确定。

基建疏干是在矿山基建以前还是在基建时期进行,主要取决于拟疏干含水层的赋存位置与开拓工程的布置。一般当地下矿井巷开拓工程和露天矿的开沟工程开始施工就必须揭露含水层时,基建疏干工程必须在矿山基建工作开始之前进行,用以确保开拓工程的顺利进行。在基建时期进行的疏干工作,则主要是为了降低采区的地下水位,以确保矿山投产时开采工作安全顺利地进行。

4.3.1.2 生产疏干

生产疏干是矿床疏干的第二阶段,疏干工作在矿山生产时期进行。生产疏干应保证在第一阶段基建疏干之后,进一步降低地下水位,以确保回采工作正常和安全地进行。生产疏干是在基建疏干的基础上进行,为了继续给开采工作创造正常和安全的良好条件,同基建疏干相比,生产疏干要长时间地进行。生产疏干可以不断地调整基建疏干时的工程布置形式,改善疏干系统的工作状况,进一步提高疏干效果。

4.3.2 疏干方式

矿床疏干方式一般分为地表疏干、地下疏干和联合疏干三种方式。

(1) 地表疏干方式的疏水构筑物及其附属的排水系统,是在地表施工建造的。在一般情况下,地表疏干方式适宜于在矿山开拓工程施工之前采用。

(2) 地下疏干方式的疏水构筑物及其附属的排水系统是在井下施工建造的。由于这种疏干方式的疏干排水系统多在矿山井巷开拓工程施工时才开始建造,因此,多用于解决矿山基建和生产过程中的疏干问题。

(3) 联合疏干方式的疏干排水系统一部分建在地表,另一部分建在井下,是地表和地下疏干方式的结合。它多在矿床水文地质条件复杂、采用单一疏干方式不能达到预期疏干效果时采用。联合疏干方式也可以按地表疏干和地下疏干依次分为两个阶段进行:首先采用地表疏干方式确保井巷工程安全施工,然后建造井下疏干排水系统,实现地表和地下联合疏干,使地下水位降低到预定的开采水平以下。

4.3.3 疏干方法

4.3.3.1 常用疏干方法

在地表、地下和联合疏干各种方式中,采用不同的疏干方法疏干水文地质条件复杂的矿床,每种不同的疏干方法都有各自的应用范围和使用条件。表3-4-1列出了国内矿山常用的各种疏干方法。图3-4-1中(1)、(3)、(5)、(6)及(10)~(14)列出了苏联在矿床疏干中曾使用的各种不同常用疏干方法及这些方法的适用条件。

4.3.3.2 特殊疏干方法

同常用疏干方法相比,轻型井点、喷射井点及电渗等特殊疏干法,在矿床的疏干实践中应用比较少,而且主要用于疏干透水性小的第四系含水层。把这些人工降低地下水的方法应用在矿床疏干中,一般是作为辅助疏干方法,临时处理矿区某些局部地段的疏干问题,而且多在露天矿疏干时采用。

1. 轻型井点

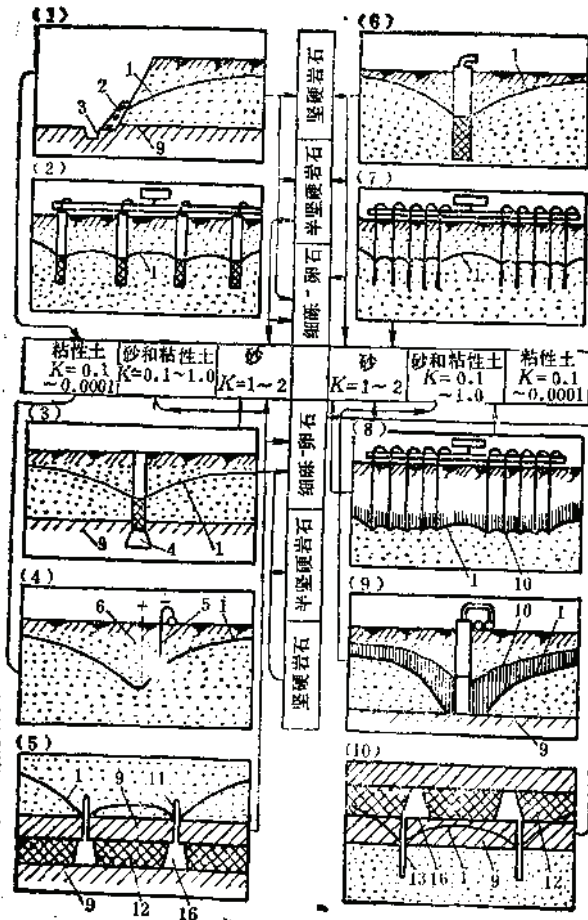
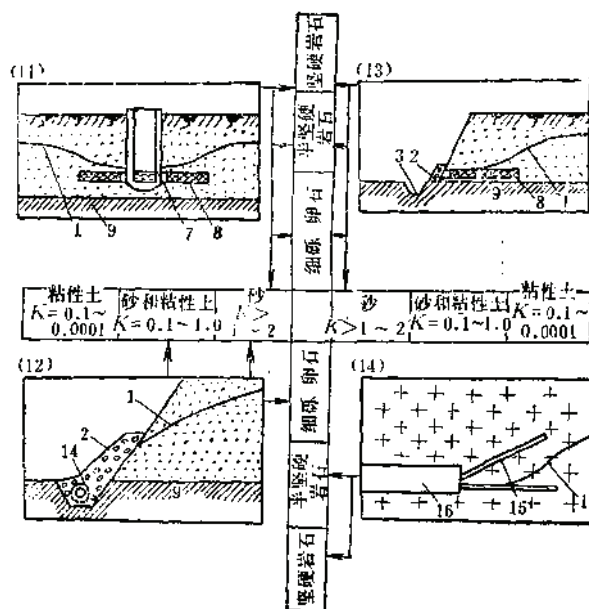


图 3-4-1 苏联地下矿和露天矿的疏干方法及适用条件 (一)



注：图中渗透系数 K 的单位为 m/d 。

图 3-4-1 苏联地下矿和露天矿的疏干方法及适用条件 (2)

(1)一疏水明沟；(2)一吸入孔；(3)一直通式放水孔；(4)一电渗疏干；(5)一打入式放水孔；(6)一降水孔；(7)一轻型井点；(8)一真空轻型井点；(9)一真空喷射装置；(10)一降压孔；(11)一辐射井；(12)一边坡滤水管；(13)一边坡水平放水孔；(14)一坑道放水孔

1—降落曲线；2—边坡反滤层加固；3—集水沟；4—排水平巷；5—集水管负极；6—金属阳极；7—井筒；8—水平放水孔；9—隔水层；10—减压带；11—打入式放水孔；12—矿层；13—降水孔；14—排水巷；15—坑道放水孔；16—放水巷道

国内矿山常用的疏干方法

表 3-4-1

疏干方式	疏干方法
地表疏干	地表降水孔疏干，明沟疏干，吸水孔疏干，露天边坡水平孔疏干
地下疏干	巷道疏干，丛状放水孔疏干，直通式放水孔疏干，降压孔疏干，打入式放水孔疏干
联合疏干	降水孔，吸水孔及巷道疏干的联合，疏干巷道与水平孔的联合

轻型井点(亦称针状过滤器)一般用于露天采矿场入车沟、开段沟或工作平台以及露天采矿场内部废石场、滑坡地段的浅部松散含水层疏干。一般要求含水层的渗透系数大于 $1 \sim 2 m/d$ ，当含水层渗透系数增大时，疏干效果更为显著。

轻型井点用于露天矿疏干，具有使用方便，装备简单，疏水装置对地下水拦截率高的特点。

当矿区第四系土层结构复杂时应慎用。一般来说，对于夹在上下两粘土隔水层之间厚度不大的含水砂层，或在细砂层中含有50%以上的粘土或淤泥，以及当粘土隔水层埋藏深、厚度大时，其疏干效果都会受到明显影响。

在露天矿疏干实践中，轻型井点的降水深度一般不超过 $5.5 \sim 6.0 m$ ，当要求降水深度较大时，应采用两层或三层布置方式。井点管间距、井点数目及井点设备的选择等均需通过水文地质计算和疏干试验来确定。

2. 喷射井点

喷射井点是在轻型井点基础上发展而成的,有喷水井点和喷气井点两种。同轻型井点相比,其区别在于:喷水井点是由用来注入高压水的高压水泵和喷射装置组成的抽水系统;喷气井点则是由空气压缩机和喷射装置组成的抽水系统。高压水或压气通过喷射器形成负压达到不断抽水降低地下水位的目的。在同样条件下,喷射井点比轻型井点可以获得更好的疏干效果。

喷射井点适用于疏干渗透系数大于 0.1m/d 的松散含水层,其降水深度可达 15m 。井点可作单排或双排布置,如采矿场或拟疏干地段面积较大时,可按环形布置,井点间距一般为 $2\sim 3\text{m}$ 。

和轻型井点一样,喷射井点设备安装迅速简单,灵活性强,设备占地面积小,但设备效率低,所以在矿山很少大面积采用,多用在临时性或局部地段的疏干。

3. 电渗疏干

电渗疏干是利用粘性土的电渗现象降低地下水位,主要用于渗透系数为 $0.1\sim 0.0001\text{m/d}$ 的粘土、淤泥及淤泥质粘土层的疏干。电渗疏干利用井点管管材作负极,布置于拟疏干地段轮廓线的外侧,另将金属管或金属棒作为正极,布置于拟疏干地段轮廓线的内侧。正、负极分别接在直流发电机相应电极上,通电后地下水从拟疏干地段的内侧向外流入井点管,连续抽水后逐渐降低地下水位达到疏干土层的目的。

电渗疏干由于经营费用高,所以在矿床疏干中很少采用。图3-4-1中(2)、(4)、(7)、(8)、(9)列出了苏联在矿床疏干中使用的特殊疏干方法及其适用条件。

4.3.4 疏干方法的选择

4.3.4.1 影响疏干方法选择的主要因素

1. 矿床水文地质和工程地质条件

矿床水文地质、工程地质条件是疏干方法选择的基本依据,不同的疏干方法有不同的适用条件,因此,在选择疏干方法时,必须根据矿床水文地质、工程地质特征结合各种疏干方法的适用条件作出正确选择。

2. 矿床水文地质研究程度

矿床勘探阶段的水文地质研究程度和资料的可靠程度直接影响着疏干方法的正确选择,当水文地质研究程度不足,资料不充分时,可导致疏干方案的决策失误,甚至可造成疏干措施的完全失效。

3. 矿山企业建设时间

各种不同疏干方法的施工时间和期限,以及工作量和难易程度都不尽相同,因此,所选择的疏干方法,其施工进度必须能保证矿山企业按期投产。

4. 开采方式和开采方法

露天开采的矿床,一般应对露天采矿场揭露的所有含水层进行疏干。采用破坏顶板的地下开采方法时,就要求选择适宜的疏干方法,对开采崩落区实施疏干。露天矿采用不同的采、装、运设备,对岩土要求的疏干程度不同,为了满足这个要求,必须选择适宜的疏干方法。

5. 疏干技术装备

疏干技术装备工作可靠程度是疏干方法选择的重要因素,有时一种疏干方法的选择,在技术经济方面是合理的,但是由于现有技术装备工作的可靠程度低而不能成立。另外,在选择疏干方法时,应该考虑到疏水装置必须具备不间断地工作的特点。

6. 疏干的经济效果

经济效果是疏干方法选择的重要因素,达到同样技术效果的不同疏干方案,其疏干工程投资和运营费用是不相同的。

4.3.4.2 疏干方法选择

疏干方法的选择应满足以下要求:

(1) 疏干方法的选择必须与矿区水文地质、工程地质条件相适应,并应以充分可靠的水文地质、工程地质资料作为依据。

(2) 保证有效地降低地下水位,形成稳定的降落漏斗,确保采矿作业在安全的条件下进行。露天矿的疏干,要能提高边坡稳定性,改善作业条件,满足采、装、运对疏干的要求。

(3) 疏干工程的施工进度和疏干期限,必须满足采掘工程总的进度计划要求。

(4) 疏干技术装备必须实用可靠,保证疏干排水系统持续稳定地工作。

(5) 选择的疏干方法应具有最优的经济效果。

4.4 地表疏干

在地表疏干方式中,常用的疏干方法有地表降水孔疏干、吸水孔疏干、明沟疏干和露天矿边坡的水平孔疏干等。

在开采水文地质条件复杂的矿床时,地表降水孔疏干得到了最广泛的应用。该方法可以应用在矿床疏干的各个阶段;在矿山基建工作开始之前进行疏干工作以确保开拓工程的顺利进行;在矿山基建时期和生产时期进行疏干工作,以确保开采工作的安全进行。

吸水孔可作为一种独立疏干方法,也可以和地表降水孔配合使用,它能使疏干层的地下水直接泄入下伏吸收层中,然后自流或采用地表降水孔或放水孔在吸收层中抽放水。

明沟是露天矿最古老的疏干方法之一,同时也是露天矿浅部第四系含水层截流和疏干的最有效方法。

露天矿水平孔疏干方法是近年来国内外发展起来的有效疏干方法,用水平孔疏干露天矿边坡,具有施工方便、疏干效果和经济效果好的特点,它将是露天矿边坡最有前途的疏干方法之一。

4.4.1 降水孔疏干法

降水孔疏干是沿着矿床分布地段,在地表施工大口径钻孔,孔内装设深井泵或潜水泵抽水,人工降低地下水位,达到保证采掘作业安全进行的一种疏干方法。由于地表降水孔疏干法本身具有安全、灵活和建设速度快等特点,在国内外露天矿和地下矿的疏干中已广泛采用。

近年来,在国外随着大口径凿井钻机的发展、高扬程大流量潜水泵的研制成功,不仅提高了钻井效率,大大增加了疏干深度,而且提高了疏干效果,取得了显著的经济效益。采用潜水泵疏干已经成为露天矿和地下矿疏干的发展趋势。

我国采用地表降水孔疏干始于六十年代初期,但长时期由于受深井泵流量和扬程的限制,使这种疏干方法多用于露天矿疏干。近几年来,随着国产及引进潜水泵的生产,使原来采用深井泵疏干矿山的抽水设备得到不断更新和补充,而高扬程大流量潜水泵的试生产和生产系列化,将为我国大水矿山的开发奠定良好基础。

4.4.1.1 降水孔疏干的适用条件及其优缺点

1. 适用条件

(1)含水层的富水性和渗透性好并有良好的补给条件,采用降水孔疏干效果最好。在一般情况下,岩溶发育的碳酸盐类岩石,裂隙特别发育的基岩含水层及第四系砂砾卵石含水层等,都可以采用这种疏干方法。相反,富含粘土颗粒的粉、细砂和粉细砂与粘土交互成层的弱含水层,采用降水孔直接进行疏干,常常不能取得预期的疏干效果。

一般当潜水含水层的渗透系数大于 $2.5 \sim 3.0 \text{ m/d}$,承压含水层的渗透系数大于 $0.5 \sim 1.0 \text{ m/d}$ 时,都可以采用降水孔疏干。据苏联有关文献资料,降水孔疏干对于渗透系数为 $5 \sim 150 \text{ m/d}$ 的含水层最为有效;而欧美一些国家的露天矿生产实践的经验认为,对于渗透系数大于 3 m/d 的潜水含水层,渗透系数大于 $0.3 \sim 0.5 \text{ m/d}$ 的承压含水层,利用降水孔疏干均可取得良好效果。

(2)疏干深度不宜超过深井泵或潜水泵的最大扬程和凿井设备的最大钻进深度。对地下开采的矿床,如果含水层埋藏深度超过深井泵、潜水泵扬程或凿井设备的最大钻进深度时,降水孔只能疏干上部含水层,为初期开采创造安全条件。对露天开采的矿床,虽然可以随着开采深度的增加,在采矿场内设置新的降水孔疏干系统,但应通过详细的技术经济比较后确定。目前,国外采用降水孔疏干,其降水孔最大深度可达 600 m 。而国内矿山的实际降水孔深度多数在 100 m 左右,最深为 220.40 m 。

(3)在拟疏干含水层的富水性和渗透性满足降水孔疏干要求的条件下,下列矿山宜优先考虑采用降水孔疏干:

露天开采且开采深度不大的矿山;

在矿山基建之前,要求在疏干的保护之下进行井巷开拓工程时;

含水层厚度大,静压水头高,其它疏干方法不宜采用时;

矿层及其顶、底板均为含水丰富、渗透性强的含水层时。

(4)岩溶充水矿床,疏干排水后地面产生强烈沉降和塌陷而又难以处理时,宜慎用。

(5)地下水水质能造成井管严重腐蚀或使水泵、过滤器严重结垢、堵塞而又难以处理时,宜慎用。

2. 优点

(1)根据采掘进度计划安排和对水位降低要求,可分期分批施工,当局部地段由于富水性强,不能满足水位降低要求时,可随时增加降水孔,灵活性强。

(2)同巷道疏干相比,施工技术简单、工期短、建设速度快。

(3)同巷道疏干相比,钻探、成井和抽水设备安装等工作均在地面进行,劳动条件

好,安全程度高。

(4)疏干系统可以集中控制或遥控,不但节省人力并可随时掌握设备运转状况,出现故障及时检修。

(5)有利于矿床地下水的综合利用,可以提供不受采矿作业污染的地下水,作为矿山各种用水的供水水源。

3. 缺点

(1)由于受含水层富水性、渗透性以及水泵和大口径水井钻机技术性能的限制,在使用范围上仍有较大的局限性。

(2)目前深井泵和潜水泵长期无故障连续运转时间较短,比矿用卧式水泵可靠性差,维修量大。

(3)在非均质含水层中,为选择深井最佳井位,需配合地面物探施工一定数量的小口径井位选择孔,增加了钻探工程量和钻探、抽水试验费用。

4.4.1.2 降水孔疏干系统的布置及孔位选择

1. 布置方式

降水孔疏干系统常用两种布置方式:采矿场外周边布置和采矿场内布置方式。这两种布置方式的选择取决于疏干降落曲线是否满足相应时期采掘要求。对于降落曲线同样满足采掘要求的前提下,首先应选择采矿场外周边布置方式。只有开采范围很大,或者是疏干岩层透水性差的矿山,采用采矿场外周边布置,不能满足相应时期采掘工作对疏干的要求时,才采用采矿场内布置方式,即降水孔疏干系统随采掘工作面的推进而移设。

1) 采矿场外周边布置方式

采用采矿场外周边布置方式时,降水孔布置在露天开采最终境界或地下开采错动带之外,一般距露天矿最终境界线或地下矿开采错动界线20~50m。这种布置方式,可以在开拓工程施工之前进行疏干工作,疏干排水不影响矿山生产。采矿场外周边布置的疏干系统,其疏干效果一般难于在短期内满足采掘工作对疏干的要求,需要按照计算的降落曲线形成时间,提前实施疏干排水工作,增加了基建时期的排水费用。

此外,当矿区外围存在比较狭窄的进水通道或集中径流带时,可将拦截性的降水孔布置在矿区外围的主要进水通道上,这样,常可减少疏干工程量,降低疏干费用。

2) 采矿场内布置方式

采用采矿场内布置方式时,降水孔布置在露天采矿场内或者布置在地下矿的开采错动区内,这样降水孔疏干系统就要分期建立。第一期疏干工程的布置,以及随采掘工作面的推进而进行第二期疏干工程位置的选择等,都必须按矿床水文地质条件和采矿的要求经计算后确定,同时还要综合考虑矿山的服役年限和降水孔疏干系统的服役年限要求。一般在满足采掘计划要求的前提下,降水孔排的服务年限不宜少于10年。

露天矿在采矿场内布置降水孔有两种形式,一种是把降水孔布置在采矿场的阶段平台上,这种布置形式需要在采矿场形成后才能凿井,与采矿场剥离和运输工作有时相互干扰,影响矿山的正常生产;另一种情况是第一期降水孔疏干系统布置在露天矿推进方向不受矿山初期生产影响的区段上,这种布置形式可以在采掘工程施工之前进行疏干排水工作,疏干排水一般不影响矿山生产。国外露天矿在第四系含水层的降水孔疏干实践中,为了充分发挥第一期降水孔的疏干作用,在采掘工作线推进到降水孔位置时,拆掉降水孔上

部被剥露出的井管,重新安装潜水泵,继续用于采矿场疏干,以延长降水孔的使用年限。

采用采矿场内布置降水孔方式,由于降水孔与采掘工作面距离小,疏干效果好,同时可减少排水量,降低排水经营费用,但凿井工程量和投资可能增加。

2. 平面布置形式

疏干系统中降水孔的布置,在平面上有单线和双线的、环形的和不规则离散式等多种布置形式。

1) 单线和双线布置

单线或双线排列的降水孔为最常见的降水孔疏干系统,这种形式布置的降水孔群多用于:

(1) 为了截断有限宽度内的河水补给地下水,或者要求拦截来自一侧的地下水时;

(2) 露天矿开段沟或入车沟的疏干;

(3) 降水孔疏干系统布置在采矿场内并随着采掘工程的推进而移设时;

(4) 为保护巷道掘进,在巷道延伸方向布置疏干系统,以降低静水压力。

在露天矿开段沟或入车沟的疏干实践中,当沟的一侧为隔水层,或者只要求拦截一侧来水时,都可采用单线布置。如果在沟的两侧都有涌水,而含水层又具有良好渗透性的情况下,也可以采用单线布置。当降水孔疏干系统布置在采矿场内并随着采掘工程的推进而移设时,常需要分期布置降水孔疏干系统,一般各期疏干系统可呈单线布置并互相平行。双线布置一般是在含水层富水性强,而单线布置不能满足疏干要求时使用。采用双线布置时,一般两线互相平行排列。此外还有多线 and 网状布置形式,这种疏干系统一般是用于疏干矿井和露天采矿场的弱透水性岩石。

2) 环形布置

降水孔疏干系统呈环形布置,多用于:

(1) 竖井掘进的预先人工降低水位,在其周围布置环形降水孔,以确保井筒施工的安全进行,提高掘进效率;

(2) 地下矿井底车场的疏干;

(3) 采区的疏干,一般在采区的地下水呈环形补给,在大范围内不存在隔水边界时。

当含水层富水性和渗透性好,采用单环形布置不能达到预期疏干效果时,可采用双环或多环布置。

3) 离散式布置

不规则离散式疏干系统多用于:

(1) 裂隙和岩溶发育程度和含水性极不均一的矿床;

(2) 疏干含水层在空间上的分布比较复杂,其厚度和底板起伏变化大的矿床;

(3) 矿区边界条件复杂的矿床。

在布置降水孔时,应充分考虑把降水孔布置在含水层底板低而厚度大的富水地段,以提高降水孔系统的疏干效果。

3. 降水孔深度的确定

降水孔的深度主要取决于含水层的厚度和埋藏深度、采掘作业对水位降低深度的要求。降水孔深度必须保证疏干降落漏斗在纵、横剖面上的地下水降落曲线低于相应时期内采掘水平标高或允许的剩余水头标高。如需分期疏干露天采矿场时,各期降水孔深度的确定应充分考虑降水孔疏干系统的服务年限。采用降水孔疏干露天边坡时,国外资料认为,降低水位深度与采矿场边坡高度的理想比例为1.1~1.2倍,才能保证疏干的剩余水头值在允许的范围內。

4. 降水孔间距的确定

孔排和环形布置的降水孔疏干系统中,经济合理的降水孔间距应通过疏干的水文地质计算确定。所谓经济孔距,即降落曲线满足采掘要求的最大允许孔距。均质含水层的降水孔间距一般可按等距离布置,但在非均质含水层中,应在施工大口径降水孔之前先钻进小口径井位选择孔,根据其揭露含水层的水文地质观测资料和抽水试验资料对预定的孔位进行必要的调整。调整后的降水孔实际布置形式和孔间距都会发生一些变化,特别是岩溶充水矿床,经常会发生很大的变化。例如石炭铜矿早期的降水孔设计,均以100m孔间距,按单线沿露天采矿场南东最终境界外侧15m布置。但由于矿区大理岩岩溶发育不均一,在生产疏干过程中,发现采矿场南、中、北地段富水性差异很大,各降水孔出水量及水位降低也不一致,最后在采矿场南东侧岩溶发育地段,实际的疏干系统呈半环形,降水孔间距为8~15~100m不等。

在非均质含水层中布置降水孔时,应在以下地段适当加密:

- (1) 矿区地下水的主要进水区段;
- (2) 含水层厚度大,埋藏较深的区段;
- (3) 裂隙或岩溶发育的富水区段;
- (4) 地下水的强径流带或集中径流地带;
- (5) 有地表水体补给的区段;
- (6) 要求增加疏干强度的首期采掘工程分布区段。

5. 降水孔施工序列

降水孔的施工顺序一般应遵循由稀至密的原则。首期施工的降水孔为第一序列,而加密和在第一序列孔两端或两侧施工的降水孔为第二序列。第一序列孔通常在含水层埋藏较浅的地段、矿区地下水的主要进水区段及采掘工程首期施工地段施工。在非均质含水层富水性差异较大的情况下,可根据第一序列孔揭露含水层的实际水文地质资料,调整第二序列孔的布置位置,以充分发挥降水孔系统的疏干能力。

6. 降水孔孔位选择

1) 均质含水层

在均质含水层中,降水孔依照所确定的平面布置形式,按等间距均匀布置。但在具体选择孔位时,应尽量选择以下部位:

- (1) 含水层富水性相对较强的地段;
- (2) 含水层厚度大的部位;
- (3) 地形和隔水层底板低洼的地段。

2) 非均质含水层

在非均质含水层中降水孔孔位的选择,应通过先钻进小口径井位选择孔之后确定。为

了使井位选择孔布置在比较可靠的位置,以节省钻探费用,布孔之前应充分研究和利用已有的水文地质资料和物探资料。井位选择孔的数量取决于含水层的岩溶、裂隙在空间的分布规律和矿床水文地质勘探和研究程度,对于岩溶充水矿床,每确定一个降水孔的孔位,可以视岩溶发育程度的不同,布置2~4个井位选择孔。在井位选择孔施工过程中,必须做好钻孔简易水文地质观测和抽水试验工作。通过抽水试验确定的单位涌水量是选择降水孔孔位的主要依据。根据这些资料可以预测大口径降水孔的单井涌水量能否达到疏干设计中所要求的疏干能力。石炭铜矿在选择大口径降水孔孔位时,经小口径井位选择孔抽水试验验证后证明,当单位涌水量达 $2\text{ L/s}\cdot\text{m}$ 时,可确定为降水孔孔位,而单位涌水量达 $4.5\text{ L/s}\cdot\text{m}$ 时,可在这一位置附近布置两个降水孔。

4.4.1.3 降水孔结构设计

1. 降水孔结构设计的主要内容

降水孔结构设计主要包括确定降水孔的开孔及终孔直径、孔深、变径深度、井壁管及过滤器的直径、过滤器的结构类型、井管材料种类等。

2. 降水孔基本结构

1) 孔口结构

降水孔孔口周围一般都采用粘土、水泥等不透水材料封闭,其封闭深度一般为3~5 m。如果降水孔位于地表水体附近,孔口的结构设计应充分考虑地表水体最高水位的影响。对疏干后可能引起地面塌陷的矿区,为防止孔口附近下沉,孔口处要采取加固措施,同时应选用强度较高的井壁管,并把井壁管下至基岩中,以防止由于孔口附近塌陷而影响降水孔的正常工作。

2) 降水孔直径

降水孔直径的确定和以下主要因素有关:

水文地质条件,被疏干含水层的性质、充水类型、富水性、渗透性及地下水的水力性质等;

降水孔深度、过滤器的类型、长度及装设位置;

选用的水泵规格和井管规格。

在确定降水孔直径时,应以矿区水文地质条件为依据,并综合考虑其它因素的影响。

(1) 第四系孔隙充水含水层中降水孔直径

第四系孔隙充水的松散含水层一般质地疏松,而且多具有相对均质、各向同性的渗透特性。根据国内外设置在这类含水层中的大量供水管井和矿山疏干降水孔的实践经验,钻孔的出水量不但与含水层的富水性关系密切,而且还与钻孔的孔径以及过滤器的结构类型、设置深度和长度有一定关系。一般来说,钻孔的出水量在一定范围内随钻孔孔径的加大而增大,二者大致呈正相关关系,而且含水层的富水性越强,渗透性越好,这种相关关系也越显著。因此,当含水层的富水性较强时,一般多采用较大直径的降水孔,以尽可能增大其出水量。同时,还由于含水层的质地疏松,设置在这类含水层中的降水孔,尤其是在中细粒松散含水层中的降水孔,一般均需在孔内设置填砾过滤器,也要求有较大的孔径。但是,出水量随孔径的加大而增大也有一定的限度,当孔径加大到一定程度时,出水量的增长趋势将越来越减弱,乃至终止。而且,钻孔孔径也受到钻井机具施工能力的限制,不

能任意地加大。因此,在选择降水孔的孔径时,首先应根据含水层的富水性和渗透性,通过对整个疏干系统进行的疏干水文地质计算,确定每个降水孔最适宜的干扰单孔出水量,然后再综合其它各方面的因素来选择降水孔的最佳孔径。表3-4-2列出了在冲积含水层中降水孔的适宜出水量与降水孔直径的一般关系,可供设计参考。

第四系松散含水层中降水孔直径及出水量表

表3-4-2

降水孔直径(mm)	适宜的出水量(m^3/d)	降水孔直径(mm)	适宜的出水量(m^3/d)
150	500	400	5000~7000
200	1000~2000	500	7000~10000
250	2000~2500	600	10000~20000
300	2500~3500	750	20000~30000
350	3500~5000	1000	30000~50000

(2) 基岩含水层中降水孔直径

基岩裂隙和岩溶充水的含水层,一般具有非均质、各向异性的渗透特性,因此降水孔直径的大小与出水量的关系,受含水层富水性的制约。在富水地区,大口径井孔与小口径井孔的出水量可以相差2~3倍甚至10倍以上。这是因为在小口径井孔内,水流速高时,水头损失大,以致在相同出水量时,水位下降大,当采掘工作要求降水孔的降深越大时,这种情况就更为明显。因此,对岩溶发育、富水性强的地区,宜采用大口径降水孔,反之,降水孔的直径可适当减小。基岩含水层中常用的降水孔直径和出水量见表3-4-3。

基岩含水层中常用的降水孔直径和出水量表

表3-4-3

外 径 (mm)	内 径 (mm)	流 速 (m/s)	流 量	
			(m^3/d)	(L/s)
500	482	1.5	30000	348
426	400	1.5	20000	232
377	350	1.5	15000	173.5
325	300	1.5	10000	115.5
273	252	1.0	5000	57.8
219	201	1.0	2800	32.4
168	154	1.0	1500	17.3
146	137	0.85	1000	11.6
127	118	0.80	800	9.25
108	99.5	0.80	500	5.80

(3) 降水孔直径与过滤器直径和滤料厚度的关系

考虑过滤器直径和滤料厚度等因素,降水孔直径按下式计算确定:

$$D = d + 50 + 2(a + b) \quad (3-4-1)$$

式中 D ——降水孔直径, mm;
 d ——水泵泵管最大外径, mm;
 b ——充填料厚度, mm;
 a ——滤水管壁厚度(包括缠丝、包网厚度), mm。

(4) 降水孔直径与降水孔间距

在一般情况下, 增加降水孔直径和减少降水孔间距都可能提高矿床的疏干效果, 但是国外文献的研究资料认为: 增加降水孔直径达到的疏干排水效果, 不如缩小降水孔的间距有效。如间距15m、直径76mm的降水孔, 其疏干效果几乎同间距30m、直径122mm的降水孔一样。虽然如此, 但从工程实践来看, 国外矿山, 特别是岩溶充水矿床使用的降水孔仍有继续向大直径方向发展的趋势。采用大直径降水孔, 可以减少工作水泵的数量和钻井工程量。国内外部分矿山采用的降水孔直径见表3-4-4。

国内外部分矿山降水孔直径一览表

表3-4-4

矿山名称	降水孔直径 (mm)		钻孔深度 (m)
	开 孔	终 孔	
石炭铜矿	450~400	300	80~130
茂名油页岩矿	500~600	220~500	76~101
七一五矿	500	300	130~134
姑山铁矿	1000	800	50~60
新疆某稀有金属矿	500~650	200~300	127~220
匈牙利尼拉德铝土矿	3200	2000	240
民主德国某露天矿	300~800		200~300
苏联涅留格林露天煤矿	590		400
印度奈维里褐煤露天矿	1371~1625		120~150
希腊坎塔利撒亚褐煤露天矿	800~1500		—
罗马尼亚罗维纳里褐煤露天矿	1000		—
联邦德国符尔图姆褐煤露天矿	一般600~800, 最大1500~1800		最大深度500

3) 井壁管及过滤器

井壁管及过滤器是降水孔重要组成部分之一。采用降水孔疏干第四系松散含水层时, 一般降水孔都需装设井壁管及过滤器。对其选择主要取决于含水层的性质、颗粒组成及井深等。在坚硬或半坚硬基岩稳定含水层中的降水孔, 可不安装井壁管。如上部为松散覆盖层或其它不稳定岩层, 则应自孔口起安装井壁管, 直到稳定岩石以下为止。如果下部疏干岩层不稳定, 容易坍塌, 则应安装穿孔式过滤器。如果在基岩裂隙或溶洞中含有泥砂等细颗粒成份, 则应设置缠丝或包网过滤器, 必要时外面还要填入适宜规格的填砾。

4) 沉砂管

降水孔底部构成封闭的沉砂管。一般沉砂管和井管采用同一材质互相连接, 其直径应

小于井管。在基岩含水层中,如果孔底岩石较稳定,也可换径钻进一定深度直接用作沉砂段而不设置沉砂管。沉砂管或沉砂段的长度是由含水层的岩性与孔深决定的,一般要求:

- (1) 孔深小于30m, 沉砂管(段)长度不小于3m;
- (2) 孔深30~90m, 沉砂管(段)长度不小于5m;
- (3) 孔深大于90m, 沉砂管(段)长度不小于10m。

从含水层性质来看,如果属于粉细砂含水层或岩溶含水层岩溶发育,充填程度高,充填物为细颗粒泥砂时,沉砂管(段)长度还应适当加大

5) 几种常用的降水孔结构形式

- (1) 第四系松散含水层中,降水孔的结构见图3-4-2。
- (2) 松散与基岩双层含水层降水孔的结构见图3-4-3。
- (3) 破碎基岩中降水孔结构形式见图3-4-4。
- (4) 基岩溶洞裂隙含泥砂时的降水孔结构形式见图3-4-5及图3-4-6。

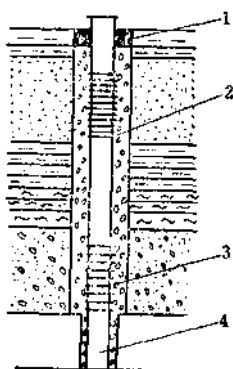


图3-4-2 松散含水层降水孔结构示意图

1—粘土封闭; 2—填砾;
3—过滤器; 4—沉砂管;

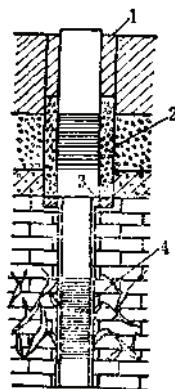


图3-4-3 松散与基岩双层含水层降水孔结构示意图

1—粘土封闭; 2—填砾;
3—水泥封闭; 4—下帮过滤器

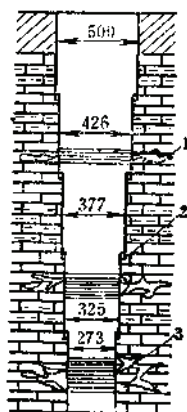


图3-4-4 破碎基岩降水孔结构示意图

1—溶洞裂隙; 2—井管间封闭物; 3—过滤器

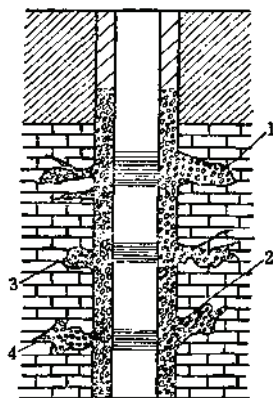


图3-4-5 基岩溶洞裂隙含泥砂时的降水孔结构之一

1—溶洞内的填砾; 2—过滤器; 3、4—灰岩内的溶洞

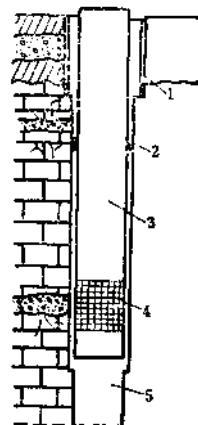


图3-4-6 基岩溶洞裂隙含泥砂时的降水孔结构之二

1—止水部位; 2—拦泥环; 3—井管; 4—过滤器(包网); 5—沉砂段

4.4.1.4 降水孔井壁管的选择

1. 井壁管选择的原则

(1) 井壁管要有一定的抗拉、抗弯及抗压强度, 以保证在下管过程中和成井后, 不致因井壁管强度不足而造成井壁管破裂。

(2) 井壁管的选择应符合经济耐用的原则, 井壁管材料的选择要做到因地制宜、就地取材, 并要考虑降水孔的服务年限及地下水对井壁管的腐蚀等因素。

(3) 井壁管应平直无弯曲, 内壁平滑圆整。

2. 各种常用井壁管的特点和适用范围

降水孔常用的井壁管有钢管、铸铁管、水泥管、塑料管及石棉水泥管等。这些井壁管的特点及适用范围见表 3-4-5。

3. 各种材质井管的最大允许长度

井壁管一般多与过滤器连接在一起共同组成井管, 由于过滤器的强度要远远低于相同材质的井壁管, 因而对不同材质井管的使用长度应有一定限制。表 3-4-6 列出了常用的各种材质井管的最大允许长度供参考。

4. 常用井壁管的规格

1) 钢制井壁管

各种常用井壁管的特点及适用范围

表 3-4-5

种类	质量要求	优点	缺点	适用范围
钢制井壁管	(1) 弯曲率公差每米不超过 1mm; (2) 外径公差: 无缝钢管不大于 1~1.5%, 焊接钢管不大于 $\pm 2\%$	(1) 抗拉、抗压强度大; (2) 下管工艺比较简单; (3) 发生问题时容易处理	(1) 成本高; (2) 防腐性能差	适用于深井。水中含氯离子 1000mg/l 以上和含硫化氢的碳酸水中, 不宜使用。硬度小的软水和含二氧化硅的水中也有腐蚀作用
铸铁井壁管	(1) 采用 HT15~32 号铸铁铸造而成, 拉断应力在 $1500 \times 10^5 \text{Pa}$ 以上; (2) 管子表面如有皱纹, 其深度不得大于 3mm; (3) 管子表面沟槽, 其深度不得大于 4mm; (4) 管子表面的重皮, 其深度不得大于 4mm; (5) 管子一端螺纹上如有气孔, 最大不得大于 15mm, 深度不得大于 5mm; (6) 管子内径偏差不超过 $\pm 3 \text{mm}$, 壁厚偏差不得超过 $+2.5 \text{mm}$ 、 -2.0mm , 长度偏差不得超过 $\pm 2.0 \text{mm}$, 弯曲度偏差不超过 8mm	(1) 强度较大, 成本较钢管低; (2) 防腐蚀能力比钢管强	(1) 抗拉强度较小; (2) 质量大; (3) 排水管加工困难; (4) 下管不如钢管方便	适用于中深井, 在含有较高的氯离子和碳酸的水中, 抗腐蚀能力比钢管强

续表

种类	质量要求	优点	缺点	适用范围
石棉水泥井壁管	(1) 井壁管弯曲公差每米为 2 mm; (2) 内外径公差为 ± 3 mm; (3) 厚度公差为 ± 2 mm; (4) 井壁管内外壁不得有残缺, 断裂、孔洞及大块脱皮, 脱皮最大块不得超过 300mm^2 , 沟深不超过 3 mm	(1) 成本低; (2) 制造方便; (3) 有较好的抗腐蚀性能	(1) 强度较低; (2) 下管工艺复杂	适用于浅井或中深井, 在含有硫化氢的水中, 可使用石棉水泥井壁管
混凝土井壁管	质量要求可参照石棉水泥井壁管	(1) 原料来源容易, 可就地取材; (2) 成本低、制造方便	(1) 强度低; (2) 下管工艺复杂	适用于浅井或中深井, 在含有一定数量的二氧化碳和含量超过 $250\sim 400\text{mg/l}$ 的硫酸根以及硬度大的水中不宜采用
塑料井壁管	聚乙烯塑料井壁管的强度要求: 抗拉强度: $450\times 10^5\text{Pa}$ 抗压强度: $800\times 10^5\text{Pa}$ 抗弯强度: $800\times 10^5\text{Pa}$	(1) 在强酸、碱性水中, 比钢管寿命长; (2) 重量为钢管的 $1/5$, 运输、安装容易; (3) 造价便宜	热安定性低, 温度超过 60°C 时强度大为降低	适用于中深井, 适用于各种水质

各种材质井管的最大允许长度表

表 3-4-6

井壁管和过滤器种类	钢制井壁管和过滤器			铸铁井壁管和过滤器	钢筋混凝土井壁管和过滤器
	缠丝或包网过滤器	填砾过滤器	钢筋骨架过滤器		
最大允许长度 (m)	500	200~250	200	200~250	100~150

(1) 钢制井壁管技术规格见图 3-4-7 及表 3-4-7。

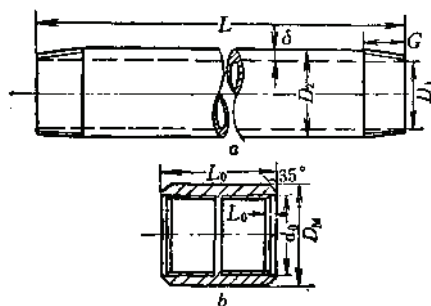


图 3-4-7 钢制井壁管

a—井壁管; b—管箍

钢制井壁管技术规格表 (单位: mm)

表 3-4-7

公称规格	井 壁 管						管 箍				
	内 径 D_1	外 径 D_2	壁 厚 δ	管 长 L	丝扣长 G	每米质量 (kg)	外径 D_M	长度 L_c	箍 孔		质量 (kg)
									直径 d_0	长度 l_0	
150	153	168	7.5	3000~6000	66.5	31.6	186	194	170	12	8.4
200	203	219	8	3000~6000	73	41.6	236	203	221	12	10.8
250	255	273	9	3000~6000	79.5	58.6	287	216	275	16	12.9
300	305	325	10	3000~6000	86	77.7	340	229	327	16	17.3
325	355	377	11	3000~6000	86	99.3	391	229	379	16	18.7
400	404	426	11	3000~6000	86	112.6	441	229	428	16	22.4

(2) 热轧无缝钢管规格质量见表 3-4-8。

热轧无缝钢管规格质量表

表 3-4-8

外径 (mm)	壁 厚 (mm)					
	7	8	9	10	11	12
	理 论 质 量 (kg/m)					
146	24.00	27.23	30.41	33.54	36.62	39.66
152	25.03	28.41	31.74	35.02	38.25	41.43
159	26.24	29.79	33.29	36.75	40.15	43.50
168	27.79	31.57	35.29	38.97	42.59	46.17
180	29.87	33.93	37.95	41.92	45.85	49.72
194	32.28	36.70	41.06	45.38	49.64	53.86
203	33.83	38.47	43.05	47.59	52.08	56.52
219	36.60	41.63	46.61	51.54	56.43	61.26
245	41.09	46.76	52.38	57.95	63.48	68.95
273	45.92	52.28	58.60	64.86	71.07	77.24
299	—	57.41	64.37	71.27	78.13	84.93
325	—	62.54	70.14	77.68	85.18	92.63
351	—	67.67	75.91	84.10	92.73	100.32
377	—	—	81.68	90.51	99.29	108.02
402	—	—	87.21	96.67	106.06	115.41
426	—	—	92.55	102.59	112.58	122.52
459	—	—	97.87	108.50	119.08	130.61
465	—	—	101.10	112.20	123.15	134.05
480	—	—	104.52	115.90	127.22	139.49
500	—	—	108.96	120.83	132.65	145.41
530	—	—	115.62	128.23	140.78	154.29
550	—	—	120.07	133.10	146.21	159.20
560	—	—	122.28	135.63	148.92	163.16
600	—	—	131.17	145.50	159.78	175.00
630	—	—	137.81	152.89	167.21	183.88

(3) 焊接钢管规格质量见表 3-4-9。

(4) 直缝卷焊钢管规格质量见表 3-4-10。

焊接钢管规格质量表

表3-4-9

公称直径 (mm)	近似内径 (mm)	管壁厚 (mm)	外径 (mm)	质量 (kg/m)
13	15	2.75	21.25	1.25
20	20	2.75	26.75	1.63
25	25	3.25	33.50	2.42
32	32	3.25	42.25	3.13
38	40	3.50	48.00	3.84
50	50	3.50	60.00	4.88
63	70	3.75	75.50	6.64
75	80	4.00	88.50	8.33
90	93.2	4.00	101.20	9.50
100	106	4.00	114.00	10.85
125	131	4.50	140.00	15.04
150	158	4.50	165.00	17.81
200	207	6.00	219.00	31.52
250	259	7.00	273.00	45.92
300	309	8.00	325.00	62.54

直缝卷焊钢管规格质量表

表3-4-10

公称直径 (mm)	管道外径 (mm)	管道壁厚 (mm)	每米管道质量 (kg/m)	每吨管道米数 (m/t)
150	159	6	22.64	44.20
		7	26.24	38.10
200	219	6	31.52	31.74
		7	36.60	27.33
		8	41.63	24.02
		9	46.60	21.46
250	273	7	45.87	21.80
		8	52.28	19.14
		9	58.50	17.07
300	325	7	54.89	18.22
		8	62.54	16.00
		9	70.14	14.26
		10	77.71	12.86
350	377	7	63.87	15.68
		8	72.75	13.75
400	426	8	82.45	12.12
		9	92.50	10.80
		10	102.52	9.75
450	464	7	78.90	12.84
		8	90.00	11.10
		9	101.00	9.90

续表

公称直径 (mm)	管道外径 (mm)	管道壁厚 (mm)	每米管道质量 (kg/m)	每吨管道米数 (m/t)
500	529	7	90.11	11.10
		8	102.80	9.72
		9	115.37	8.66
500	529	10	127.95	7.81
		11	140.49	7.12
600	630	8	122.64	8.15
		9	137.81	7.25
		10	152.83	6.95
		11	167.16	5.95
800	820	9	179.09	5.56
		10	199.75	5.00
		11	219.60	4.55
		12	239.10	4.18
1000	1024	10	250.00	4.00
		11	275.50	3.64
		12	300.00	3.33
1200	1220	10	298.39	3.35
		11	327.50	3.06
		12	357.47	2.80

(5) 螺旋电焊钢管规格质量见表 3-4-11。

2) 铸铁井壁管

螺旋电焊钢管规格质量表

表 3-4-11

产品规格 (mm)	理论质量 (kg/m)	工厂试验压力 (Pa)	
		普 碳 钢	
		单 面 焊	双 面 焊
$\phi 219 \times 7$	36.60	98×10^5	124×10^5
$\phi 245 \times 7$	41.09	87×10^5	110×10^5
$\phi 273 \times 7$	45.92	77×10^5	98×10^5
$\phi 325 \times 7$	54.90	65×10^5	81×10^5
$\phi 351 \times 7$	59.39	60×10^5	75×10^5
$\phi 377 \times 7$	63.87	55×10^5	70×10^5
$\phi 426 \times 7$	72.33	49×10^5	62×10^5
$\phi 478 \times 7$	81.31	43×10^5	55×10^5
$\phi 529 \times 7$	90.11	39×10^5	49×10^5
$\phi 630 \times 7$	107.50	33×10^5	41×10^5
$\phi 630 \times 8$	122.70	38×10^5	48×10^5

铸铁井壁管规格见图 3-4-8 及表 3-4-12。

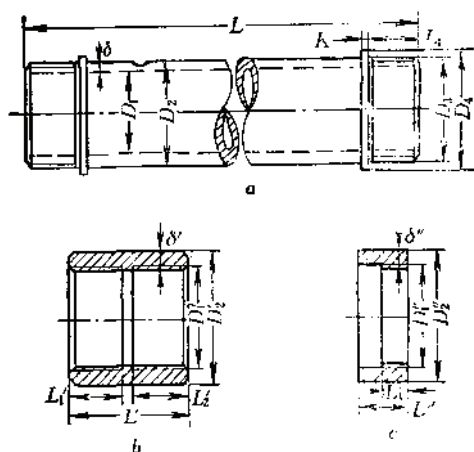


图 3-4-8 铸铁井壁管
a—井壁管；b—管箍；c—保丝箍

铸铁井壁管管箍和保丝箍规格表 (mm)

表 3-4-12

公称 规格	井 壁 管									管 箍						保 丝 箍					
	内径	外径	壁厚	管长	丝扣 外径	丝扣 长	圆挡箍 外径	圆挡箍 宽	每米 重量	内径	外径	壁厚	长度	丝扣 长	重量	内径	外径	壁厚	长度	丝扣 长	重量
	D_1	D_2	δ	L	D_3	L_1	D_4	K	(kg)	D_1'	D_2'	δ'	L'	L_1'	(kg)	D_1''	D_2''	δ''	L''	L_1''	(kg)
150	152	172	10	4000	178	55	196	15	41	178	204	13	135	60	9	178	204	13	57	30	2.7
200	203	225	11	4000	231	55	253	15	60	231	259	14	138	60	13	231	259	14	57	30	3.4
250	253	275	11	4000	281	60	307	20	74	281	312	15.5	150	65	19	281	312	13	62	35	4.5
300	305	329	12	4000	335	70	351	20	96	335	372	18.5	175	75	29	335	372	15	72	40	6
350	356	380	12	4000	390	82	418	25	112	390	429	19.5	210	90	42	390	429	17	84	50	10
400	406	432	13	4000	442	97	476	25	138	442	481	19.5	240	105	54	442	481	17	90	55	13
500	508	536	14	3000	546	110	586	25	185	546	585	19.5	250	120	69	545	585	17	112	60	19

3) 石棉水泥井壁管

石棉水泥井壁管规格见图 3-4-9 及表 3-4-13。

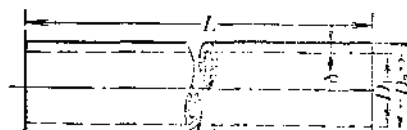


图 3-4-9 石棉水泥管

4) 混凝土井壁管

石棉水泥井壁管技术规格表 (mm)

表 3-4-13

公称规格	内径 D_1	外径 D_2	厚度 δ	管长 L
200	203	235	16	4000
250	253	293	20	4000
300	305	351	23	4000
350	356	406	25	4000
400	406	460	27	4000

混凝土井壁管技术规格见图 3-4-10 及表 3-4-14。

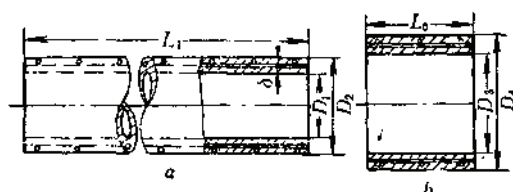


图 3-4-10 混凝土井壁管

a—井壁管, b—接箍

混凝土井壁管及接箍技术规格表 (mm)

表 3-4-14

公称规格	井 壁 管						接 箍				
	内 径 D_1	外 径 D_2	厚 度 δ	长 度 L	加 筋 根数	加 筋 直径	内 径 D_3	外 径 D_4	长 度 L_0	加 筋 根数	加 筋 直径
150	150	200	25	2000~3000	6	3	230	290	200	6	3
200	200	260	30	2000~3000	6	3~4	290	350	200	6	3~4
250	250	310	30	2000~3000	8	4	340	400	200	8	4
300	300	360	30	2000~3000	10	4	390	450	200	10	4
350	350	420	35	2000~3000	12	4	450	510	250	12	4
400	400	470	35	2000~3000	16	4	500	560	250	16	4

5) 聚氯乙烯塑料井壁管

聚氯乙烯塑料井壁管的技术规格见图 3-4-11 及表 3-4-15。

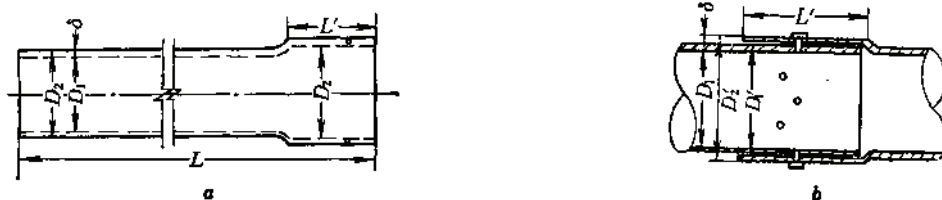


图 3-4-11 塑料井壁管及接头

a—塑料井壁管, b—接头

塑料井壁管规格 (mm)

表 3-4-15

公称规格	井 壁 管				接 头 规 格						每根管质量 (kg)
	内 径 D_1	外 径 D_2	壁 厚 δ	管 长 L	凸头内径 D_1'	凸头外径 D_2'	凸头厚度 δ	凸头长 L'	穿孔数	螺丝规格	
200	198	216	9	4000	222	240	9	200	8	8×25	35

4.4.1.5 降水孔过滤器设计

1. 过滤器类型的选择

过滤器是降水孔的重要组成部分之一。过滤器类型的选用是否适宜, 过滤器设计是否合理, 将直接关系到疏干效果以及降水孔和水泵的使用寿命。

1) 过滤器的类型及技术要求

降水孔过滤器的常用类型及技术要求见表 3-4-16。

2) 各种类型过滤器的优缺点

各种类型过滤器的优缺点见表 3-4-17。

过滤器类型及技术要求一览表

表 3-4-16

作 用	要 求	类 型		
		按 材 料	按孔眼形式	按结构形式
1. 防止井壁坍塌, 延长使用寿命; 2. 防止岩石颗粒等涌入井内; 3. 增加汇水面积保证足够涌水量	(1) 需有较大的孔隙率, 减少地下水涌入井内的阻力; (2) 具足够强度, 保证过滤器顺利下入井孔内; (3) 具一定抗腐蚀能力; (4) 保证一定的工作年限, 造价经济合理	钢、铸铁、混凝土、石棉水泥、水泥砾石、矿渣混凝土、塑料过滤器等	圆孔、条孔、半圆孔(穿孔式)过滤器	钢筋骨架、缠丝、包网、笼状、筐状、填砾过滤器等

各种常用过滤器的优缺点比较表

表 3-4-17

过滤器类型	优 点	缺 点
钢制过滤器	(1) 强度大, 质量好; (2) 过滤器的孔隙度较大; (3) 深井使用效率最好; (4) 可用于很深的降水孔	(1) 造价贵; (2) 质量较大
铸铁过滤器	(1) 强度及质量较好; (2) 孔隙度较大; (3) 价格约为钢管的二分之一; (4) 可用于250mm深的降水孔	(1) 质量大; (2) 管壁欠光滑
石棉水泥过滤器	(1) 具有一定的强度; (2) 价格经济; (3) 质量较轻; (4) 管壁光滑, 抗腐蚀性强	孔隙度较小
混凝土过滤器	(1) 成本低, 制作简单; (2) 原料来源容易, 可就地取材	(1) 强度低; (2) 渗透性差; (3) 孔隙度小; (4) 耐侵蚀性差
塑料过滤器	(1) 质量轻; (2) 耐腐蚀; (3) 成本低; (4) 制作容易	热安定性差, 温度超过60℃强度降低, 80℃时开始软化

3) 过滤器类型的选用原则

过滤器类型的选用主要取决于含水层的性质, 表 3-4-18 列出了各种不同含水层适用的过滤器类型。

各种不同含水层适用的过滤器类型表

表 3-4-18

含 水 层		适用过滤器类型
冲积层	卵石、砾石层	缠丝过滤器、填砾过滤器
	粗砂、砾石层	缠丝、包网过滤器、填砾过滤器
	粗砂层	缠丝、包网过滤器、填砾过滤器
	中砂层	填砾过滤器,
	细砂层	填砾过滤器
	粉砂层	填砾过滤器、双层填砾过滤器
	粉砂含泥层	填砾过滤器、双层填砾过滤器
基岩层	溶洞裂隙发育但不破碎	不安装过滤器
	比较破碎但不含泥砂	条孔或圆孔的过滤器
	溶洞内含泥砂	填砾过滤器

2. 过滤器长度的确定

过滤器长度主要根据含水层厚度、降水孔的出水量及过滤器外径等因素确定, 一般可按以下几种情况进行估算:

(1) 当降水孔过滤器设置在均质潜水含水层中时, 其长度通常取含水层厚度的 $\frac{1}{2} \sim \frac{1}{3}$, 并建议将过滤器设置在含水层下部。

(2) 当含水层厚度不大时, 其中设置过滤器长度约取含水层厚度的 70% 以上; 当含水层厚度小于 10m 时, 过滤长度应与含水层厚度相等。

(3) 当含水层厚度很大时, 过滤器长度不宜小于含水层厚度之半, 或按下式估算:

$$L = \frac{Q\alpha}{D} \quad (3-4-2)$$

式中 L ——过滤器长度, m;

Q ——降水孔单孔出水量, m^3/h ;

D ——过滤器外径 (不填砾时按过滤器缠丝或包网外径计算, 填砾时按填砾层外径计算), mm;

α ——决定于含水层颗粒组成的经验系数, 按表 3-4-19 确定。

(4) 在岩溶、裂隙不均一含水层中, 过滤器长度及安装位置, 应根据降水孔揭露岩溶、裂隙情况决定。

3. 过滤器直径确定

选择过滤器直径时, 除应满足降水孔抽水设备安装尺寸的要求外, 尚应按下式进行出水量验算:

$$D \geq \frac{Q}{\pi L v_c} \quad (3-4-3)$$

经验系数 α 值表

表 3-4-19

含水层岩性	渗透系数 (m/d)	α 值
细 砂	2~5	90
中 砂	5~15	60
粗 砂	15~30	50
砾 石	30~70	30

$$v_c = 65\sqrt{K}$$

式中 D ——过滤器外径, m;

Q ——井的出水量, m^3/d ;

L ——过滤器工作部分长度, m;

v_c ——含水层的允许渗透速度, m/d;

K ——含水层的渗透系数, m/d。

过滤器内径, 应根据井内水流上升允许速度, 按表 3-4-20 复核。

井内水流上升允许速度表

表 3-4-20

管内径 (mm)	75	100	125	150	200	250	300	350	400
允许速度 (m/s)	0.5	0.7	0.8	0.9	1.0	1.3	1.5	1.6	1.8

过滤器最小内径一般应满足以下要求:

(1) 金属过滤器, 允许最小内径应比水泵外壳最大外径大 50mm, 井深大于 90m 时, 其值为 100mm。

(2) 混凝土过滤器, 允许最小内径比水泵最大外径大 50~100mm。

4. 过滤器孔隙率确定

在保证过滤器有足够强度前提下, 穿孔管尽可能采用大的孔隙率, 以降低地下水流向降水孔的阻力。

1) 过滤器孔隙率经验值

(1) 钢制过滤器大于 30%;

(2) 钢筋骨架过滤器大于 50%;

(3) 铸铁过滤器要求大于 23%;

(4) 石棉水泥过滤器一般在 15~16% 左右;

(5) 钢筋混凝土过滤器 15~20%。

常用钢制圆孔过滤器孔隙率见表 3-4-21。

2) 过滤器孔隙率计算

(1) 钢制圆孔过滤器孔隙率可按下式进行计算:

$$p = \frac{d^2 n}{40D} (\%) \quad (3-4-4)$$

式中 p ——过滤器孔隙率;

d ——滤孔直径, mm;

D ——过滤器外径, mm;

n ——1 m长过滤器上滤水孔数量, 个。

常用钢制圆孔过滤器孔隙率

表 3-4-21

过滤器规格 (mm)	孔心纵距 B (mm)	孔心横距 A (mm)	每圈孔数 n_1	每米圈数 n_2	孔 径 d (mm)	孔 隙 率 (%)
150	44.4	47.9	11	45	14 18	14.4 18.9
					16 20	23.8 29.4
200	44.4	49.1	14	45	14 16	14.1 18.4
					18 20	23.3 28.8
250	44.4	50.4	17	45	21	30.9
300	44.4	51.0	20	45	21	30.5
350	44.4	49.3	24	45	21	31.6
400	44.4	49.5	27	45	21	31.2
425	36	66.88	20	55.5	20	25

(2) 骨架缠丝后过滤器孔隙率按下式计算:

$$p = \left(1 - \frac{d_1}{m_1}\right) \left(1 - \frac{d_2}{m_2}\right) \quad (3-4-5)$$

(3) 骨架包网后过滤器孔隙率按下式计算:

$$p = \left(1 - \frac{d_1}{m_1}\right) \left(1 - \frac{d_2}{m_2}\right) \eta \quad (3-4-6)$$

式中 p ——过滤器骨架孔隙率;

d_1 ——垫筋宽度, mm;

m_1 ——垫筋间的中心距离, mm;

d_2 ——缠丝直径, mm;

m_2 ——缠丝间的中心距离, mm;

η ——包网孔隙率。

3) 滤水孔尺寸的确定

(1) 当过滤器直接与含水层接触时, 孔眼尺寸可按表 3-4-22 选择。

(2) 当穿孔管外缠丝或包网时, 圆孔直径一般为 15~21 mm, 孔眼间距按 1~2 倍孔眼直径确定; 条孔宽度一般为 10~15 mm 或更大些。

5. 几种过滤器的技术要求

1) 缠丝过滤器

(1) 缠丝过滤器垫筋尺寸可按表 3-4-23 参考使用。

(2) 过滤器缠丝间距按表 3-4-24 确定。

2) 包网过滤器

降水孔直径的确定表

表 3-4-22

过滤器类型	孔眼直径 (mm)		说 明
	含水层颗粒均匀	含水层颗粒不均匀	
网孔过滤器	$(2.5 \sim 3.0) \cdot d_{cp}$	$(3.0 \sim 4.0) \cdot d_{cp}$	细砂取最小值, 粗砂取最大值, d_{cp} 为含水层颗粒组成的加权平均值
条孔过滤器	$(1.25 \sim 1.5) \cdot d_{cp}$	$(1.5 \sim 2.0) \cdot d_{cp}$	
包网过滤器	$(1.5 \sim 2.0) \cdot d_{cp}$	$(2.0 \sim 2.5) \cdot d_{cp}$	

缠丝过滤器垫筋尺寸参考数值表

表 3-4-23

公称规格 (mm)	外 径 (mm)	垫筋直径 (mm)		垫筋股数
		水 泥 管	钢 (铸铁) 管	
150	168	10×10	6	8~10
200	219	10×10	6	10~14
250	273	10×10	6	12~17
300	326	10×10	6	14~20
350	377	10×10	6	16~21
400	426	10×10	6	18~27

过滤器缠丝间距表

表 3-4-24

含水层岩性	缠丝间距 (mm)	含水层岩性	缠丝间距 (mm)
卵 石	5	中 砂	2~3
砾 石	5	细 砂	1~1.5
砾 砂	5	粉 砂	0.75
粗 砂	3~4	粉砂含泥	0.5~0.75

包网过滤器多用于中、细砂含水层中, 当无条件采用填砾过滤器时就采用包网过滤器。包网过滤器可以安装在任何深度的降水孔中, 安装比较容易, 施工进度较快, 成本也较低。但包网过滤器有效孔隙率小, 进水阻力增大, 影响降水孔的出水量等缺点。另外在腐蚀性强的水中, 滤网寿命短, 疏干含铁质较高或碳酸盐水时, 过滤器容易堵塞, 使出水减少 $\frac{1}{3} \sim \frac{2}{3}$ 。

降水孔过滤器的包网类型及优缺点比较见表 3-4-25。

包网过滤器网目类型与适应地层见表 3-4-26。

3) 填砾过滤器

在降水孔过滤器外面围填砾料即填砾过滤器。可增大过滤器附近滤水层的颗粒尺寸与渗透性, 同时可以增加过滤器的缠丝间隙, 因而可以降低地下水流入过滤器的阻力, 增大降水孔出水量, 防止涌砂, 延长降水孔工作期限。

(1) 填砾过滤器的适用地层及优点

填砾过滤器特别适于中、细、粉砂层中的降水孔。其优点是,

在粉细砂含水层中的降水孔, 可以明显地提高疏水量 (据苏联别洛捷尔铁矿疏干布恰

降水孔过滤器包网类型及优缺点比较表

表 3-4-25

包网类型	优 点	缺 点	国内矿山使用情况
黄铜平织网及方织网	(1) 耐腐蚀; (2) 经久耐用; (3) 平织网呈扁条状, 不易被砂粒堵塞	(1) 价格昂贵; (2) 方织网容易被砂粒堵塞	在钟山铁矿和姑山铁矿使用效果良好
镀锌低碳钢及黑低碳钢丝网	在服务年限不长的降水孔内使用, 比较经济	使用时间短, 尤其在水质不良的矿区	尚未应用于降水孔疏干
镀锌铁丝网	价格低廉, 就地取材	耐腐蚀性差	在茂名油页岩矿使用效果良好, 镀锌铁丝网可有十年以上的使用寿命
尼龙丝网	(1) 强度较大; (2) 耐腐蚀; (3) 价格低廉	(1) 热安定性差; (2) 容易拉伸	在石炭铁矿、姑山铁矿和可可托海稀有金属矿使用效果良好, 尼龙丝网一般可有十年以上的使用寿命

包网过滤器网目类型与适应地层表

表 3-4-26

网目类型	应用地层	最适宜网眼孔径 (mm)		备 注
		颗粒均一	颗粒不均一	
方 网	砾、卵石层	$(2.5 \sim 3.0) \cdot d_{cp}$	$(3.0 \sim 4.0) \cdot d_{50}$	d_{cp} —含水层平均粒径; d_{50} —相当于过筛量50%的粒径; 粒径均一: $\frac{d_{90}}{d_{10}} < 2$; 粒径不均一: $\frac{d_{90}}{d_{10}} > 2$
斜 织 网	砾、卵石层	$(1.25 \sim 1.5) \cdot d_{cp}$	$(1.5 \sim 2.0) \cdot d_{50}$	
平 织 网 (扁条状网)	粗、中、细砂层	$(1.5 \sim 2.0) \cdot d_{cp}$	$(2.0 \sim 2.5) \cdot d_{50}$	

克含水砂层的资料, 采用金属缠丝包网过滤器, 不能阻止进砂, 其涌水量只有 $40 \sim 50 \text{ m}^3/\text{h}$, 改用填砾过滤器后, 涌水量可增至 $100 \sim 200 \text{ m}^3/\text{h}$;

减少降水孔的出水含砂量。

在水质不良易结垢的矿区, 能减慢过滤器结垢的速度, 延长降水孔工作期限。

(2) 砾料的质量、规格和厚度

砾料的形状应以均质圆形为宜, 砾料成分最好采用石英砂岩砾石, 填砾前需经筛选、冲洗。

砾料规格与松散含水层的颗粒级配有关, 砾料直径一般可按表 3-4-27 选择。

砾料围填高度一般需超过所疏干含水层的顶板, 在降水孔疏干单一含水层时, 填料应高出含水层顶板 $8 \sim 10 \text{ m}$ 。

降水孔填砾规格、填砾厚度及过滤器缠丝间距的确定参见表 3-4-28。

(3) 填砾结构

填砾过滤器的结构通常可分为单层填砾和双层填砾两种, 一般采用单层填砾者居多。与单层填砾相比, 双层填砾过滤器防腐蚀及防堵塞性能好, 出水量大, 但成本高。

双层填砾过滤器系由滤水管和两层填砾组成, 最适用于中、细砂含水层的降水孔疏

砾料规格的选择

表 3-4-27

含水层分类	填砾规格	备 注
均质砂层	$(8 \sim 10) \cdot d_{50-60}$	d_{50-60} 为筛分时留在筛上的颗粒重量为 50~60% 时的筛孔直径 (mm)
均匀的卵石、砾石含砂	$(8 \sim 10) \cdot d_{70-90}$	
不均匀的卵石、砾石含砂	$(6 \sim 8) \cdot d_{70-90}$	

填砾规格及填砾厚度 (单位: mm)

表 3-4-28

含水层分类	含水层的标准粒径 (以筛分后的重量计算)		填砾厚度	填砾规格	
				均 匀	半 均 匀
卵石	颗粒 > 3	占 80~100%	75~100	20~30	15~35
砾石	颗粒 > 2	占 80~90%	75~100	15~20	10~25
	颗粒 > 1.25	占 80~90%	75~100	8~12	6~15
	颗粒 > 1	占 80~90%	75~100	7~10	5~10
粗砂	颗粒 > 0.75	占 60~70%	100	5~6	4~8
	颗粒 > 0.60	占 60~70%	100	4~5	3~6
	颗粒 > 0.50	占 60~70%	100	3~4	2.5~5
中砂	颗粒 > 0.4	占 50~60%	100	2.5~3	2~4
	颗粒 > 0.3	占 50~60%	100	2~2.5	1~3
	颗粒 > 0.25	占 50~60%	100	1.5~2	1~3
细砂	颗粒 > 0.2	占 50~60%	100~200	1~1.5	1~2
	颗粒 > 0.15	占 50~60%	100~200	0.75~1.5	0.75~2
粉砂	颗粒 > 0.1	占 40~60%	100~200	0.5~1.0	0.5~1.5

干。双层填砾是在下滤水管前, 首先在地面将滤水管外包一层砾石 (内层), 下入孔内后, 在内层之外再填一层滤料 (外层), 双层填砾过滤器的结构见图 3-4-12。

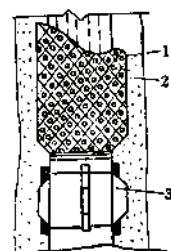


图 3-4-12 双层填砾过滤器

1—内层填砾; 2—外层填砾; 3—滤中器

采用双层填砾时, 内外层滤料粒径的选择见表 3-4-29。

4) 贴砾过滤器

贴砾过滤器系将砾料用酚醛树脂等粘合剂贴在滤水管外面形成的过滤器。砾料有砾石、粒状河砂、陶粒球及玻璃球等。贴砾厚度一般为 15~20mm。目前, 贴砾过滤器在联邦德国、日本及南斯拉夫等国应用比较广泛, 国内已经开始试用。

内外层滤料粒径的选择表

表 3-4-29

过滤器类型	内层滤料粒径	外层滤料粒径	内外层滤料粒径系数 ($d_{内}/d_{外}$)
圆孔过滤器	0.8~1.2倍降水孔直径	适应含水层颗粒要求	3~6
条孔过滤器	1~1.2倍条孔宽度		

6. 降水孔直径、过滤器类型及规格的综合选择

表 3-4-30 列出了第四系松散含水层和基岩含水层降水孔直径、过滤器类型及规格的配套参考资料。

7. 各种常用过滤器的规格

1) 钢制过滤器

(1) 圆孔过滤器

各种含水层中降水孔适宜口径及过滤器类型选用表

表 3-4-30

岩层名称	粉砂层	细砂层	中砂层	粗砂、砾石层	卵石、砾石层	基岩层
岩层结构成分	颗粒较均匀, $d_{50}=0.1\text{mm}$, 一般含部分粘土, 渗透系数 约 5 m/d	颗粒较均匀, $d_{50}=0.15\sim0.2$ mm, 渗透系数 10~20m/d	颗粒较均匀, $d_{50}=0.25\sim0.4\text{mm}$, 渗透系数 30~50m/ d	颗粒不均匀, $d_{50}=0.5\sim$ 1.25mm, 渗透 系数 100~200 m/d	颗粒不均匀, $d_{50}=1.25\sim$ 50mm, 渗透系 数 200~1000 m/d	溶洞裂隙发育的石灰岩, 溶洞内为清水, 无填充物
井的口径	井壁管和过滤器 150~200 mm, 上部井管为了装泵, 有时为 250~300mm	井壁管和过滤器 200mm, 上部为了装泵有时为 300mm	井壁管和过滤器 200~300mm, 上部为了装泵, 有时为 350~400mm	井壁管和过滤器 300~400 mm, 上部为了装泵, 有时为 450~500mm	井壁管和过滤器 400~1000 mm, 上部为了装泵, 有时为 1200mm	上部最大开口 500mm, 依次缩小口径为 426、377、325、273、219mm 等口径
过滤器的长度	一般范围 (m)	20~40	20~40	20~40	20~50	20~50
	较大出水量的有效长度 (m)	40~50	40~50	40~50	50~60	50~60
过滤器的种类	双层填砾过滤器 填砾过滤器	填砾过滤器	填砾过滤器	缠丝过滤器 填砾过滤器	缠丝过滤器 填砾过滤器	带网孔钢管 填砾过滤器
井的单位下降出水量 ($\text{m}^3/\text{d}\cdot\text{m}$)	50~100	100~200	200~300	300~500	500~2000	1000~10000

圆孔式缠丝过滤器规格见图 3-4-13 及表 3-4-31。

(2) 条孔过滤器

条孔式过滤器规格见图 3-4-14 及表 3-4-32。

条孔式缠丝过滤器垫筋缠丝技术规格亦可参见表 3-4-31 选取。

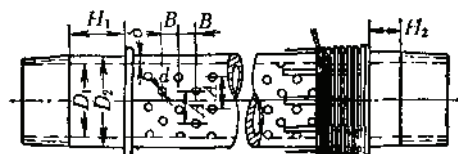


图 3-4-13 钢制圆孔缠丝过滤器

钢制圆孔过滤器技术规格表 (mm)

表 3-4-31

公称 规格	内径 D_1	外径 D_2	厚度 δ	死头长度		孔径 d	孔心 纵距 A	孔心 横距 B	每周 孔数	每米 行数	垫筋 直径	垫筋 根数	挡箍尺寸 (宽×厚)	缠丝 号数	孔隙率 (%)	每米 质量 (kg)
				H_1	H_2											
150	153	168	7.5	210	100	21	47.9	22.2	11	45	6	11	16×6	14	32.5	39
200	203	219	8	210	100	21	49.1	22.2	14	45	6	14	20×7.5	14	31.7	49
250	253	273	9	210	150	21	50.4	22.2	17	45	6	17	20×7.5	12	30.9	67
300	305	325	10	260	150	21	51.0	22.2	20	45	6	20	20×7.5	12	30.5	87
350	355	377	11	260	150	21	49.3	22.2	24	45	6	24	20×7.5	12	31.6	110
400	404	426	11	260	150	21	49.5	22.2	27	45	6	27	20×7.5	12	31.2	126

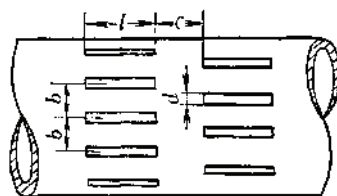


图 3-4-14 钢制条孔过滤器

钢制条孔过滤器规格

表 3-4-32

名 称		尺寸 (mm)	备 注
条孔宽度 d	均匀颗粒 ($\frac{d_{50}}{d_{10}} < 2$)	$(1.25 \sim 1.5) d_{50}$	细砂取较小值
	非均匀颗粒 ($\frac{d_{50}}{d_{10}} > 2$)	$(1.5 \sim 2.0) d_{50}$	粗砂取较大值
条孔长度 (l)		$10d$ (或 30~100)	
条孔间距 (b)		$\geq 9d$	
条孔竖向净距 (c)		10~20	

(3) 钢筋骨架缠丝过滤器

钢筋骨架缠丝过滤器的技术规格见图 3-4-15 及表 3-4-33。

2) 铸铁过滤器

圆孔式和缠丝过滤器规格见图 3-4-16 及表 3-4-34。



图 3-4-15 钢筋骨架缠丝过滤器

钢筋骨架缠丝过滤器技术规格表 (mm)

表 3-4-33

公称规格	内径 D_1	外径 D_2	壁厚 δ	管长 L	丝扣长 G	每英寸扣数	死头长度 H_1 H_2		钢筋与 钢管重 合长度 U	内环 内径 N	内环 尺寸 (直径) ϕ	钢筋骨架 尺寸 (直径) ϕ	钢筋骨 架根数	外挡 箍度 (直径) K	缠丝 号数	每米 质量 (kg)
150	153	168	7.5	5000	66.5	8	210	154	100	237	18	16	12	18	14	40
200	203	219	8	5000	73	8	210	152	100	236	18	16	18	18	14	43.6
250	255	273	9	5000	79.5	6	210	150	100	235	18	16	22	18	12	54.9
300	305	325	10	5000	86	6	260	153	100	239	18	16	25	18	12	61.9
350	355	377	11	5000	86	8	260	153	100	239	18	16	28	18	12	72.6
400	404	426	11	5000	86	6	260	153	100	239	18	16	32	18	12	78.5
450	426	450	12	4000	86	6	260	153	120	300	18	16	36	18	12	87
500	505	529	12	4000	86	6	260	153	120	300	18	16	40	18	12	96
550	558	582	12	4000	86	6	260	153	120	300	21	16	45	18	12	109.3
600	608	632	12	4000	86	6	260	153	120	300	21	16	48	18	12	110.6

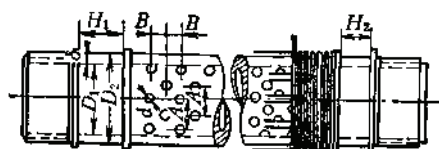


图 3-4-16 铸铁缠丝过滤器

铸铁过滤器技术规格 (mm)

表 3-4-34

公称规格	内径 D_1	外径 D_2	壁厚 δ	死头长度 H_1 H_2		孔径 d	孔心 纵距 A	孔心 横距 B	每周 孔数	每米 行数	垫筋尺寸 (宽×厚)	垫筋 根数	挡箍尺寸 (宽×厚)	缠丝 号数	孔隙率 (%)	每米 质量 (kg)
150	152	172	10	210	100	21	60.0	22.5	9	44	7.5×5	9	16×6	14	25.6	52
200	203	225	11	210	100	21	64.2	22.5	11	44	10×6	11	20×9	14	24.0	72
250	253	275	11	210	150	21	61.7	22.5	14	44	10×6	14	20×9	12	24.9	90
300	305	329	12	260	150	21	64.6	22.5	16	44	10×6	16	20×9	12	23.8	112
350	356	380	12	260	150	21	62.3	22.5	19	44	10×6	19	20×9	12	24.5	131
400	406	432	13	260	150	21	64.6	22.5	21	44	10×6	21	20×9	12	23.8	151
500	508	536	14	310	150	21	64.5	22.5	26	44	10×6	26	20×9	12	23.9	210

3) 石棉水泥缠丝过滤器

石棉水泥缠丝过滤器规格见图 3-4-17 及表 3-4-35。

4) 混凝土缠丝过滤器

混凝土缠丝过滤器技术规格见图 3-4-18 及表 3-4-36。

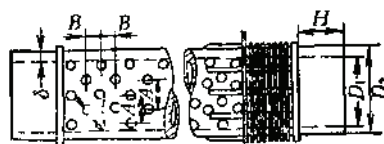


图 3-4-17 石棉水泥缠丝过滤器

石棉水泥缠丝过滤器技术规格 (mm)

表 3-4-35

公称 规格	内径 D_1	外径 D_2	壁厚 δ	死头 长度 H	孔径 d	孔心 纵距 A	孔心横距 B	每周 孔数	每米 行数	垫筋尺寸 (宽×厚)	垫筋 根数 (宽×厚)	挡箍尺寸 (宽×厚)	挡箍 号数	孔效率 (%)
200	203	235	16	200	21	73.8	30.3	10	33	10×6	10	20×9	14	15.4
250	253	293	20	200	21	70.8	30.3	13	33	10×6	13	20×9	12	16.1
300	305	351	23	200	21	73.5	30.3	15	33	10×6	15	20×9	12	15.5
350	356	406	25	200	21	75.0	30.3	17	33	10×6	17	20×9	12	15.2
400	406	460	27	200	21	76.0	30.3	19	33	10×6	19	20×9	12	15.0

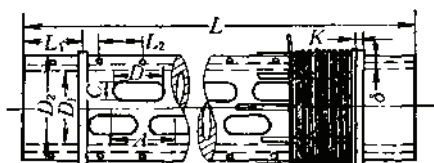


图 3-4-18 混凝土缠丝过滤器

混凝土缠丝过滤器技术规格 (mm)

表 3-4-36

公称 规格	内径 D_1	外径 D_2	厚度 δ	长度 L	死头 长度 L_1	垫筋 根数	垫筋 规格	挡箍规格	条孔 行数	条孔规格 $C \times D$	条孔 中心距 A	加筋 根数	加筋 距离 L_2	加筋 直径
150	150	200	25	2000~3000	150	8	10×10	15×15	8	30×50	200	6	100	3
200	200	260	30	2000~3000	150	10	10×10	15×15	10	30×50	200	6	100	3~4
250	250	310	30	2000~3000	150	12	10×10	15×15	12	30×50	200	8	100	4
300	300	360	30	2000~3000	200	14	10×10	15×15	14	30×50	200	10	100	4
350	350	420	35	2000~3000	200	16	10×10	15×15	16	30×50	200	12	100	4
400	400	470	35	2000~3000	200	18	10×10	15×15	18	30×50	200	16	100	4

5) 塑料过滤器

穿孔式和缠丝过滤器的规格见图 3-4-19 及表 3-4-37。

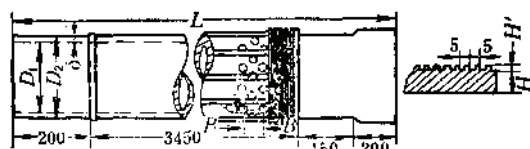


图 3-4-19 塑料缠丝过滤器

塑料过滤器规格 (mm)

表 3-4-37

公称规格	内径 D_1	外径 D_2	壁厚 δ	孔径 d	孔心纵距 A	孔心横距 B	垫筋根数	垫筋规格			塑料 丝直径	塑料 丝净距	挡圈尺寸
								筋高 H	齿高 H'	齿距			
200	198	216	9	21	49.1	22.2	10	10	3	5	3	2~3	20×7.5

国内降水孔疏干的矿山采用的过滤器类型及规格见表 3-4-53。

4.4.1.6 井管、过滤器的腐蚀、堵塞、结垢及其防治

1. 井管腐蚀

井管的腐蚀种类及腐蚀的特点见表 3-4-38。

井管腐蚀的种类及特点

表 3-4-38

井管腐蚀种类	腐 蚀 特 点	对井管的影响
溶解氧腐蚀	(1) 在酸性、中性及弱碱性水中溶解氧含量高, 加速井管腐蚀; (2) 氧含量增加, 腐蚀速度加快; (3) 含氧水流速度加快, 井管腐蚀加剧	(1) 使水中的铁形成氢氧化物沉淀在滤网与过滤器骨架之间; (2) 钙镁也会同时沉淀在滤网和过滤器的空隙内
电化学腐蚀	(1) 低碳钢井管如在某特殊环境中产生化学腐蚀, 则在邻近井管处使用电性差异较大的其它材料制成的井管时, 将使腐蚀作用加快; (2) 承受应力部分比不承受应力部分容易腐蚀; (3) 温度每升高 40°F, 腐蚀速度增加一倍; (4) 坚硬材料比软质材料腐蚀快	(1) 井管破坏大多是由电化学作用的结果; (2) 在 pH 值大于 7, 矿化度大于 1000ppm 的地下水中, 溶蚀物质将沉淀堵塞过滤器
微生物活动腐蚀	(1) pH > 7, 铁含量大于 0.2mg/l, 产生铁细菌, pH > 8 时不存在铁细菌; (2) 由于金属井管的电化学腐蚀, 使水中铁离子浓度增加, 给铁细菌创造了生活和繁殖条件	铁细菌和硫酸盐还原菌常使井管腐蚀成溃疡状结垢
空气氧化腐蚀	(1) 井管及过滤器经疏干水位大幅度下降, 使之暴露于空气中, 遭氧化腐蚀; (2) 井管、泵管起拔后遭氧化腐蚀;	腐蚀生锈
不良水质的腐蚀	(1) pH 值小于 7 的酸性地下水对井管易腐蚀; (2) 咸水地区, 当水中氯离子或硫酸根离子含量过高时, 加速电化学腐蚀; (3) 水中含 H_2S 或 SO_2 时, 加速金属井管腐蚀; (4) 氟离子含量过高时, 有强烈腐蚀作用; (5) 硬度小于 8 德国度的软水, 对金属井管有腐蚀; (6) 地下水温度、地下水流速等影响井管腐蚀速度	(1) 腐蚀生锈, 降低井管使用年限; (2) 堵塞过滤器, 使降水孔出水量降低

2. 过滤器的堵塞及结垢

过滤器堵塞和结垢的原因及对过滤器的影响见表 3-4-39。

过滤器堵塞和结垢的原因表

表 3-4-39

堵塞和结垢的原因	堵塞和结垢的形成
腐蚀胶结物的堵塞结垢	(1) 过滤器腐蚀生成胶结物在管壁上结垢, 致使滤水管孔眼堵塞; (2) 缠丝过滤器因氧化腐蚀, 缠丝结垢后变粗, 丝距缩小, 堵塞过滤器
溶解物沉淀的堵塞结垢	(1) 高矿化水及含铁或硫化氢很高的地下水, 易使过滤器外面产生一层很厚的胶结物, 使过滤器堵塞; (2) 地下水含有大量钙离子和重碳酸根离子, 在滤水管孔眼处产生碳酸钙沉淀, 堵塞过滤器; (3) 地下水含铁, 在铁细菌作用下, 形成 Fe_2O_3 沉淀, 堵塞过滤器
过滤器结构不合理	(1) 方形铜丝网易被适宜直径的砂粒堵塞网孔; (2) 间距很小的圆形缠丝, 使砂粒牢固地堵塞在间隙上; (3) 缠丝不牢的较细金属丝或尼龙丝, 经含水层挤压后, 使缠丝压住过滤器的网孔; (4) 条形不缠丝过滤器, 如条孔内外宽度相等, 则砂粒卡在条孔内, 故应使条孔内宽外窄
管外砾料胶结	在含碳酸盐化合物和少量氧化亚铁的地下水中, 砾料内富集泥质、铁质及钙质等物质, 人工填砾层常形成填料和水中沉淀盐类胶结在一起的砾石状胶结物, 堵塞过滤器孔眼, 使填砾胶结

3. 井管及过滤器腐蚀和堵塞的防治

(1) 高矿化度强侵蚀地区 (我国沿海一带的咸水区), 当水中氯离子含量超过 1000mg/l 时, 过滤器缠丝须采用 12 号以上的铜丝或不锈钢丝; 氯离子含量在 $300\sim 1000\text{mg/l}$ 或其它化学成份含量较高, 过滤器易堵塞地区, 应采用 8~10 号镀锌铅丝, 或用非金属材料如尼龙丝效果更好。

过滤器缠丝的防腐措施见表 3-4-40。

(2) 采用钢 (铸铁) 井管, 应涂防水漆保护层、塑料保护层或沥青漆保护层 (如 L_{50-1} 型沥青耐酸漆、沥青清漆、水罗宋等), 也可镀以锌或镉的保护层, 其涂层厚约 0.5mm , 以防电化学作用。

(3) 降水孔布置在粉、细砂层或中砂层时, 应尽量加大过滤器孔眼孔隙率, 加大缠丝缝隙并采用填砾过滤器及加厚填砾厚度, 最好采用双层填砾过滤器。

(4) 在降水孔停用时, 每隔 20~30 天向井内投入 $1/\text{万}\sim 1/10\text{万}$ 的六偏磷酸钠, 使金属管表面形成一层保护膜, 可阻止腐蚀并减缓过滤器堵塞速度。另外, 也可加氯, 氯气进入水中使其解离, 生成的生态氧和氯离子, 一方面可起杀菌作用, 而且能把水中不稳定的重碳酸铁转化为氯化铁以抑制嗜铁细菌生长。

(5) 在含有较多侵蚀性 CO_2 的地下水中, 不宜采用混凝土或石棉水泥井壁管及过滤器。各种侵蚀情况下井管材料的选用见表 3-4-41。

(6) 使用工业盐酸 (浓度 20~50%) 作主要溶剂清洗过滤器, 促使氢氧化铁、碳酸铁、碳酸钙等沉淀物溶解, 使过滤器恢复正常工作能力。

国内部分矿山降水孔过滤器腐蚀、堵塞和结垢情况及防治方法, 见表 3-4-42。

过滤器缠丝的防腐措施

表 3-4-40

地下水类型		适用的过滤器缠丝	备 注
名 称	化 学 成 分		
侵蚀性水	1.总盐类含量超过1000mg/l 2.氯化物超过500mg/l 3.二氧化碳超过50mg/l 4.水中含H ₂ S 5.水中含溶解氧 6.pH值低于6.5	1.尼龙制缠丝 2.黄铜制缠丝 3.不锈钢丝	暴露于空气中的缠丝与置于侵蚀性水中的缠丝相同
沉淀硬垢的水	1.总硬度大于330mg/l 2.总碱度大于300mg/l 3.总含铁量大于2mg/l 4.pH值大于8.0	1.尼龙制缠丝 2.黄铜制缠丝 3.10号以上的镀锌铁丝	
强侵蚀性水	1.总盐类含量大于2000mg/l 2.氯化物含量超过1000mg/l	1.黄 铜 丝 2.青 铜 丝 3.不锈钢丝	
近似海水的地下水		1.特殊镍合金制缠丝 2.蒙乃尔合金制缠丝	

各种侵蚀情况下井管材料的选用

表 3-4-41

井管的安装环境	宜选用的井管材料	备 注
1.侵蚀性水和强侵蚀性水 2.沉淀硬垢的水 3.在动水位变化幅度内	1.塑料制井管 2.带涂层的铸铁管或钢管 (1) 涂沥青 (2) 涂环氧树脂漆 (3) 涂汽油纤维素 (4) 涂过氯乙烯树脂漆加氯橡胶	
近似海水的地下水	1.特殊镍合金 2.蒙乃尔合金	
管井上部暴露于空气中的井管	钢、铁制井管必须带涂料	
1.二氧化碳对水泥的侵蚀作用水的稳定指数 $i = pH - pH_S > \pm 0.25$ 时为侵蚀性水 2.水中的HCO ₃ ⁻ 的含量为25~90mg/l时, 对水泥有淋滤侵蚀作用 3.水中的SO ₄ ²⁻ 大于250mg/l时,对水泥有侵蚀性	1.不宜采用水泥制井管 2.可选用适用的钢、铁制井管或塑料井管	pH—实际氢离子浓度 pH _S —水被碳酸钙饱和时的氢离子浓度

国内部分矿山降水孔过滤器腐蚀、堵塞和结垢情况表

表 3-4-42

矿山名称	过滤器腐蚀、堵塞、结垢情况	防治方法
石炭铜矿	(1) 地下水pH值7.4, 无腐蚀; (2) 滤洞内含泥砂, 过滤器被泥砂堵塞	(1) 过滤器上、下适当部位安置挡泥环; (2) 新井在安装水泵前用空压机洗孔, 配合捞砂; (3) 老井用一套特制捞砂工具, 使用离心泵冲孔
茂名油页岩矿	(1) 地下水pH值4.45~5.9, 一般5左右, 大于5、小于6者居多, 侵蚀性CO ₂ 含量14~25mg/l, 地下水具腐蚀性; (2) 过滤器使用寿命8~15年, 最长20年, 主要是滤丝腐蚀, 井内大量出砂; (3) 泵管起拔后, 暴露在空气中, 可见3~5mm厚的铁锈成层剥落	(1) 主要用空压机洗井, 有时也用活塞泵洗井; (2) 老井出水量减少时, 用空压机洗井, 大量出砂时, 则检修过滤器或更换过滤器
七一五矿	(1) 地下水pH值6.5, Fe ²⁺ 11.57mg/l, 出现大量Fe(OH) ₂ 胶体沉淀, 堵塞泵管及水泵叶轮; (2) 井管和泵管在动水位以上部分出现斑状锈蚀和成层剥落	(1) 空压机洗井; (2) 井管和泵管涂防腐漆; (3) 泵管定期起拔清洗
姑山铁矿 钟山铁矿	地下水中Fe ²⁺ 含量为一般地下水的10倍, Fe(OH) ₂ 沉淀严重堵塞过滤器, 钟山矿3#降水孔经6个月工作, 出水量减少40%	(1) 空压机和活塞洗井; (2) 酸洗井, 目前正试验漂白粉杀菌, 水封隔绝空气等方法

4.4.1.7 降水孔抽水设备的选择

1. 水泵排水能力及水泵数量的确定

降水孔的抽水设备可采用深井泵或潜水泵。水泵排水能力按每昼夜连续运转考虑, 水泵排水量应等于或大于深井系统的单孔预计涌水量。降水孔疏干系统水泵的总台数, 应包括备用及检修台数, 水泵工作台数与设计降水孔数相同, 其备用及检修台数一般为工作台数的 $\frac{1}{3} \sim \frac{1}{4}$, 不足1台按1台计算。当水泵工作台数较多, 其备用和检修台数可取下限。

当降水孔疏干系统水泵的总台数少于10台时, 其备用和检修台数应为工作台数的 $\frac{1}{2}$, 不足1台按1台计算。

2. 水泵总扬程计算

$$H = 1.1 \left(H_1 + H_2 + h + \frac{v^2}{2g} \right) \quad (3-4-7)$$

式中 H ——水泵总扬程, m;

H_1 ——水泵地面出水口至降水孔中动水位的深度, m;

h ——井内扬水管沿程损失, 一般每100m扬程损失7~9m;

$\frac{v^2}{2g}$ ——水泵出口处的单位动能, m (该值从水泵样本查得或通过计算确定, 式中流速

$$v = \frac{4Q'_0}{3600\pi d^2}, \text{ m/s);}$$

Q'_0 ——疏干系统中单个降水孔预计涌水量, m^3/h ;

H_2 ——水泵出水口所需单位压力, m' 当水泵旁有排水沟将水流引出, $H_2 = 0$, 若用排水管与水泵出水口连接, 其值按下式计算:

$$H_2 = \Delta h + \lambda \frac{l}{d} + n_1 \varphi_1 + n_2 \varphi_2$$

Δh ——水泵出水口与排水管道出水口之标高差, m;

l ——排水管道中直管长度, m;

d ——排水管直径, m;

λ ——管壁摩擦阻力系数, 查表 3-4-43;

n_1 、 n_2 ——排水管道弯头数量和闸阀数量;

管壁摩擦阻力系数 λ 值

表 3-4-43

水管直径 $d(\text{mm})$	50	75	100	125	150	175	200	225
λ	0.0455	0.0418	0.0380	0.0352	0.0332	0.0316	0.0304	0.0293
水管直径 $d(\text{mm})$	250	275	300	325	350	400	450	500
λ	0.0284	0.0276	0.0270	0.0263	0.0258	0.025	0.0241	0.0234

φ_1 、 φ_2 ——弯管阻力系数和闸阀阻力系数, 查表 3-4-44。

3. 水泵的类型及适用范围

适用于降水孔疏干的抽水设备有深井泵及井型潜水泵两种类型。井型潜水泵是近年来国内外应用于矿床疏干和矿山排水方面的新型排水设备。在矿床疏干方面, 井型潜水泵和深井泵相比, 具有明显的优越性: 潜水泵电机直接与水泵联接, 可提高水泵和电机的效率、节约排水电耗; 电机直接与水泵联接可加大水泵扬程, 减轻降水孔偏斜对水泵安装的影响; 潜水泵结构简单, 便于使用和维护; 可以省去泵房; 运转平稳无噪音等。由于上述优越性, 潜水泵在矿床疏干排水作业中已日益发挥重要作用。

国外在矿床疏干和矿山排水方面早已广泛使用潜水泵。目前使用潜水泵排水的国家和矿山还在日趋增多, 使用数量也明显增加。国外矿用潜水泵规格也继续向大流量、高扬程、高效率方向发展。国内井型潜水泵经过试制、引进和近年来多系列、多种规格的成批生产, 也日趋广泛地在矿床疏干和矿山排水方面推广运用, 并取得了良好的效果。

国产深井泵及潜水泵类型及适用范围见表 3-4-45。

4. 国内生产深井泵、井型潜水泵的规格及性能

国内各主要生产厂生产深井泵、井型潜水泵的规格及主要技术性能见附录3中有关附表。

5. 国内矿山降水孔抽水设备使用情况

局部阻力系数表

表3-4-44

异形管件与零件名称	局部阻力类别	阻力系数	异形管件与零件名称	局部阻力类别	阻力系数
单流三通管		2.0	弯管		0.76~1.0
合流三通管		3.0	弯头		0.88~1.22
分流三通管		1.5	急胀		0~0.81
直流三通管		0.05~0.1	急缩		0~0.5
斜下支流三通管		0.5	闸阀		d 50 75 100 150 0.47 0.27 0.18 0.08
斜上支流三通管		1.0	旋转阀		1.0
斜下锐角支流三通管		3.0	逆止阀		1.5~1.7
斜直流三通管		0.05~0.1	吸水阀 (带格网)		5~10
锐边进入管		0.5	球形阀		3.9
圆滑锐边进入管		0.25	弯角阀		2.5
扩张异径管		0.22~0.91	直角阀		0.5~1.6
收缩异径管		0.16~0.36	伸缩节		0.21
锐边突出进入管		0.25	管子的焊缝		0.03
进入水箱管		1.0			

国产深井泵及潜水泵的主要型号及适用范围

表 3-4-45

水泵 种类	型 号	适 用 范 围			水泵特点	使用条件	生产厂	备 注
		水泵外径 (mm)	流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)				
深 井 泵	J型	100~500	7.92~1200	17.2~165	性能稳定, 操作 简单, 使用方 便, 可不受动力 条件限制	(1) 所输送水中 不含油类; (2) 含砂量不大 于0.01%(重量比); (3) 水质中性 (pH=6.6~8.6); (4) 不宜有过多的 腐蚀性矿物质	沈阳水泵厂 石家庄水泵厂	
	JC型	100~750	7~1500	15~226.8			沈阳水泵厂 上海深井机械 厂	
	JD型 (JDB型)	100~300	10~230	32~114	结构紧凑, 性能 较好, 使用方便		上海深井机械 厂	老型号为 SJ型
潜 水 泵	JQ型 (JQA, JQB, JQC)	200~250	65~170	14~311.5	结构简单, 拆 装方便, 性能稳定, 重量轻	(1) 抽取常温地 下水; (2) 水质无侵蚀 性; (3) 水中含砂量 小于0.1g/l	石家庄水泵 厂 天津电机厂	66, 67, 68 系 列 产 品 系 石 家 庄 水 泵 厂, 天 津 电 机 厂 引 进 西 德 里 沃 公 司 技 术 制 造 的 新 型 系 列 产 品
	6666型	145	10~32	12~218.4	机组效率高, 材质优良, 寿命 长, 噪声小, 结 构和制造工艺先 进, 运转可靠			
	6699型	183	30~66	29.1~306				
	6613H型	280	90~140	51.8~ 371.5				
	6618型	300	160~280	37.5~236				
	6612型	291	85~170	32~208				
	6715型	460	150~260	107~396				
	6730型	660	160~1100	41.5~405				
	6825型	770	300~480	636~1145				
	QKSG型	660~682	550	26~574				
	QKSG-D型	660~695	275, 725	53~995			合肥电机厂	

国内矿山降水孔抽水设备使用情况见表 3-4-46。

从国内矿山降水孔抽水设备的使用情况来看, 有以下几个特点。

(1) 深井泵性能比较稳定, 设备运转率比较高。

(2) 井型潜水泵产品质量不断提高, 按照石炭铜矿 10 台 250JQS140×6 型井型潜水泵的使用情况来看, 大部分潜水泵连续无故障运转时间已达 5000h 以上, 部分水泵已连续运转 10000h。

(3) 早期采用深井泵疏干的矿山, 正在进行抽水设备的更新, 由单一的深井泵过渡到深井泵及井型潜水泵并用, 并且有被井型潜水泵取代的发展趋势。

4.4.1.8 钻进方法及钻井机械设备

1. 钻进方法的选择

降水孔常用的钻进方法分为冲击钻进及回转钻进两种方法。

冲击钻进方法的适用地层、钻探操作方法及优缺点见表 3-4-47。

回转钻进采用的钻头类型及适用条件见表 3-4-48。

国内某些矿山深井排水设备使用情况

表 3-4-46

矿山名称	水泵型号及数量			使用情 况	
	类 型	型 号	台 数	安装台数	主 要 故 障
茂名油页岩矿	深 井 泵	SJ35×22 SJ35×18 10J80×9 ATH10-10 SJ35×26 10J80×13 ATH3-22	39	30	轴承磨损和断轴, 水泵运转率90%
	潜 水 泵	10JQS80×6 137QJ10.5 200QJ32 150QJ10	15	1	潜水泵为早期产品, 电机质量不过关, 大部分电机烧坏或绝缘电阻下降而停止运转, 15台泵在一年内全部报废
五矿铜矿	深 井 泵	10JD140×12	34	27	轴承、叶轮磨损, 断轴事故较多, 个别泵连续运转10年未见故障
	潜 水 泵	250JQS140×6 (新砂型)	18	9	自1972年至1986年, 共烧坏电机3台, 一般运转良好
七一五矿	深 井 泵	10J80×13 12J-160×9	4	3	轴承磨损, 烧坏电机一次
	潜 水 泵	250JD148×8	1		绝缘电阻小于0.1兆欧, 未使用
新金矿	潜 水 泵	250JQB140×4、5、6、8、11 250JQB80×5、6	18	12	水泵备用率150%
钟姑山山铁矿	深 井 泵	SD12×5 10J80×6 12J80×6 8T35×18 10J80×13	69	20~40	常见故障, 泵轴严重磨损断轴, 泵管脱落, 电机烧坏。 水泵备用率大于100%
	潜 水 泵	250JQA140×4 200JQ80×7	13		

2. 钻井机械设备

国内常用的降水孔钻井机械设备有两大类, 即冲击式钻机和回转式钻机。回转式钻机又分正循环与反循环两种。冲击式钻机适用于松散地层, 回转式钻机既适用于松散地层, 也适用钻进基岩。目前生产的GJC-40H型钻机具有冲击和回转两用功能, 用于降水孔施工尤其方便。

1) 常用冲击式钻机的规格及性能

常用冲击式钻机的规格及性能见表 3-4-49。

2) 常用回转式钻机的规格及性能

常用回转式钻机的规格及性能见表 3-4-50。

3) 国内部分矿山降水孔疏干使用的钻机类型及钻井效率

国内部分矿山使用的钻机类型及钻井效率见表 3-4-51。

冲击钻进的适用条件及优缺点比较表

表 3-4-47

适用地层	钻探操作方法	优 点	缺 点
各种第四系松散层：粘土、亚粘土、碎石土、各种粒径的砂、胶岩、基岩风化层	使用钻头钻进第四系松散层	(1) 使用设备简单； (2) 操作安全，不易发生事故； (3) 适于各种松散层的钻进	钻进效率低
	使用抽筒钻具钻进第四系松散层	(1) 钻进速度快，操作容易； (2) 保证井孔完整； (3) 钻具简单，容易制造修理； (4) 钻进效率较钻头快 2~3 倍，在砂、卵石层中钻进尤其显著	(1) 钻进动力消耗大； (2) 抽筒活门有时易于损坏； (3) 操作安全不如钻头钻进
	抽筒与钻头相结合钻进	(1) 钻进效率较单纯用钻头高 30~50%； (2) 较单独使用抽筒钻进安全	两套钻具连续替换，比较费时
	使用钻头钻进石灰岩	(1) 适于 5 级（按 10 级硬度分）以下的石灰岩，孔深在 150m 以内； (2) 当缺乏大口径回转式钻机或要求同一降水孔同时疏干松散层与石灰岩时使用	
	套管与抽筒相结合钻进	(1) 钻进中不使用泥浆，洗井时间短，有利于钻进过程中的水文地质观测； (2) 终孔口径要求不大的降水孔中使用	(1) 需大量无缝钢管，成本高； (2) 施工时需用人力和时间较多

回转钻进采用的钻头类型及适用条件表

表 3-4-48

钻 进 地 层	采 用 钻 头 类 型	适 用 地 层
第四系松散层	鱼尾钻头	适于钻进各种土层及砂层
	三翼钻头	适于钻进各种土层及砂层
	阶梯鱼尾钻头 螺旋阶梯钻头 六翼盖板钻头 六翼螺旋肋骨钻头 四翼阶梯肋骨钻头 玉米式钻头 枣核式钻头	扩孔用，适于钻进各种土层及砂层
	硬质合金钻头	适于 3~6 级岩石钻进
	钻粒钻头	适于 6~9 级岩石钻进
基 岩	牙轮钻头	牙轮钻头适于 3~6 级岩石钻进 牙轮球齿钻头适于 6~9 级岩石钻进

常用冲击式钻机的规格及性能表

表 3-4-49

钻 机 型 号		CZ—20型	CZ—22型	CZ—30型
原 型 号		YKC—20	YKC—22	YKC—30
适 用 地 层		各种土层、砂层、砾石、卵石、漂石层		基岩风化层、破碎带
开孔直径 (mm)		625	700	1203
最大深度 (m)		120	150~200	180~250
提升能力 (t)		1.5	2	3
外形尺寸 (mm)	工作状态	8000×1850×12300	5600×2390×14000	7700×2840×16300
	运输状态	8000×1850×2800	8500×2300×2750	10000×2840×3530
钻机质量 (t)		6.27	6.85	11.15
电动机功率 (kW)		20	20	40
转速 (r/min)		970	980	735

4.4.1.9 降水孔疏干系统的辅助设施

降水孔疏干系统主要由疏干构筑物—降水孔和其它辅助设施构成。这些辅助设施主要是降水孔的深井泵泵房、集中控制系统、地面排水系统、地下水位观测系统、流量观测系统及地面沉降或塌陷的监测系统。

1. 泵房

采用深井泵抽水的降水孔都需设置泵房,以保证水泵和相应的配电、自控设备正常安全地运行。水泵房的大小依使用的水泵类型、起重设备、配电和自控设备以及疏干场地的地形条件而定。根据降水孔和泵房的相对位置,泵房的布置有两种形式:

(1) 泵房直接座落在井位上

当矿区地形平坦,起重设备选用汽车吊时,水泵房的建设面积为 $3.2 \times 3.2\text{m}$,上方预留吊装孔,供吊装水泵使用。泵房可采用一般的砖木结构,泵房内可安装全套配电、自控设备,并有足够的操作空间。

当矿区地形复杂,汽车吊通行困难时,可选用手动吊车或电动桥式吊车,泵房的结构应考虑能承载水泵和井管的重量,泵房的高度应考虑泵管的长度,一般以提升一节泵管为限,为考虑操作方便,还应适当地留有余地。这种泵房和前者相比,泵房结构强度高,造价相应提高。

(2) 泵房布置在降水孔旁侧

泵房布置在降水孔一侧,专供安装配电及自控设备,而降水孔孔口及水泵另作防护罩。吊装水泵和修理井管及过滤器时,另行安装三角架和提升机或者采用汽车吊吊装。

水泵房内起重设备的选择,根据水泵最重部件或电机重量确定:

(1) 起重量在 0.5t 以内时,可设置移动三角架,选用手动吊车;

(2) 起重量在 $0.5 \sim 2.0\text{t}$ 时,可以选用手动吊车,但在条件允许时,可以选用汽车吊或提升机;

(3) 起重量大于 2t 时,应选用电动桥式吊车或汽车吊。

表 3-4-50

常用回转式钻机规格及性能表

钻 机 型 号	SPC-300H	SPJ-300	红 星 300	SPJT-300 (车 载)	SPC-500 (车 载)	SPS-600
适 用 地 层	各 种 第 四 系 松 散 层 及 基 岩					
开 孔 直 径 (mm)	冲击: 700 回转: 500	500	560	500	500	650
钻 孔 深 度 (m)	冲击: 80 回转: 300	300	300	300	500	600
提 升 能 力	单 绳, 3t	单 绳, 3t	单 绳, 2t	单 绳, 3t	额定 3.5t 最大 5t	额定 20t 最大 36t
外 形 尺 寸 (mm)	工 作 状 态		4400 × 3000 × 13500			10000 × 5050 × 19500
	运 输 状 态	10850 × 2470 × 3600	9200 × 2500 × 3000	11700 × 2450 × 3670	12330 × 2560 × 3730	
钻 机 质 量 (t)	15	2.3	9	11	26	20
动 力	黄河车装, 使用 6B5Q 或 6120Q-1 型 柴 油 机	40kWJQ82-4 电 动 机	45kW 电 动 机	40kW 电 动 机 或 4135T 柴 油 机	75kW 电 动 机 或 6135- Q ₂ 型 柴 油 机	75kW 电 动 机 或 4135 AN 柴 油 机
生 产 厂	天津探矿机械厂	上海探矿机械厂	郑州探矿机械厂	上海探矿机械厂	上海探矿机械厂	上海探矿机械厂
备 注	现已改型为 GJC-40H			为 SPC-300 的 改 型 产 品	钻机重量包括 车自重 11t	

部分矿山使用的钻机类型及钻井效率

表 3-4-51

矿 山 名 称	钻机型号	岩 性	钻 进 效 率
茂名油页岩矿	YKC-30 BY1000 GJC-40H	弱胶结砂、砾石层	GJC-40H钻机三班作业, 台日效率13m
石 炭 铜 矿	红星300 SPJ-300 上海500	大理岩、灰岩	SPJ-300钻机、二班作业, 台日效率3m
新疆某稀有金属矿	BY-20-2 XU-600	砂卵石、粗中砂、 角闪岩、伟晶岩	冲积层用BY-20-2冲击钻 基岩用XU-600钻机
姑山铁矿	BC-1 YKC-30	亚砂土、粉细砂、 中细砂、粘土砂砾	YKC-30钻机, 三班作业, 台月效率110m
七一五矿	SPJ-300	碳质板岩	SPJ-300钻机, 三班作业, 台日效率3.7m

2. 遥控、自控装置

降水孔疏干系统常分布在较大范围内, 为保证水泵安全运转和减少值班人员, 目前国内多使用以下两种自控和遥控装置:

(1) FYD-2 型运动装置

该装置由 WYJ 直流稳压装置和 WSC-1 无线数传机两部分组成。发射端设在降水孔泵房, 发射功率 1 W, 接收系统设置在中心控制室, 接收端功率 5 W。一套 FYD-2 装置可控制调度 50 台水泵, 在中心控制室可以记录全部水泵电机的电流、电压等数据。如果发生水泵超负荷运转, 即可自行停车, 并在中心控制室内予以显示。

(2) 深井泵安全控制柜

安全控制柜可以自动控制电机温度、运转电流。当水泵出现故障时, 可以自动停车; 当电机温度下降时, 又可自动启动。安全控制柜设在泵房中, 由值班人员巡回检查, 发现故障信号时, 可及时进行检查和维修。

3. 地面排水系统

降水孔排水至地表后, 必须建立一套排水系统。当降水孔疏排的地下水可作为矿山各种供水水源加以利用时, 应将排水系统和矿山供水系统结合起来。降水孔排水至地表后, 可采用管道输水。在不影响疏干效果的前提下, 也可以采用明沟排水。

4. 地下水位观测系统

为了观测降水孔疏干系统的疏干效果, 应根据矿区的水文地质特点, 布置地下水位观测线和观测点。观测系统的具体布置方法详见本篇第十二章。

5. 流量观测系统

每个降水孔需配备流量观测器具, 以标定水泵的排水能力, 掌握降水孔出水量随降深和疏干时间的变化, 为进一步研究矿区水文地质条件, 改善降水孔的工作状况和进一步提高矿区降水孔疏干系统的疏干效果提供依据。此外, 详细测定排水量, 对于矿山疏干排水技术经济指标的标定和计算年排水经营费用来说也是十分必要的。常用的流量观测法有堰测法、孔板流量计和缩径管测量法等。

6. 地面沉降、塌陷监测系统

对孔隙充水和岩溶充水的含水层疏干, 必须在地面布置沉降和塌陷监测系统, 以监测在降水孔疏干过程中地面产生沉降和塌陷的分布范围及其发展规律。

4.4.1.10 降水孔施工的主要技术要求

1. 降水孔钻进时的水文地质观测、取样及岩心采取率要求

1) 钻孔简易水文地质观测

降水孔钻进时, 应按照钻孔简易水文观测项目的要求, 收集有关资料。

2) 取样要求

(1) 应尽量使取出的岩(土)试样反映原有地层的岩性、颗粒组成和结构构造。

(2) 采取鉴别地层的土样, 在非含水层中宜每 3~5 m 取一个, 含水层中宜每 2 m 取一个, 变层时应加取一个。

(3) 采取试验土样, 在厚度大于 4 m 的含水层中, 宜每 4~6 m 取一个, 当含水层厚度小于 4 m 时, 应取一个。

(4) 试验土样的取样质量, 应满足以下要求:

砂样, 1 kg; 圆砾和角砾样, 3 kg; 卵石或碎石样, 5 kg。

(5) 在试验性抽水时, 每个含水层应分层取水样进行水质分析, 每个含水层取水样 2~3 件。

3) 岩心采取率

(1) 完整岩石: 70%。

(2) 破碎岩石(构造破碎带、风化带, 岩溶发育带岩石): 60%。

(3) 第四系松散土层: 不小于 50%。

2. 孔斜度

降水孔在钻进过程中, 应进行孔斜度的测量和校正, 以保证降水孔垂直度, 为井壁管、过滤器的安装和抽水设备的运转创造正常工作条件。在降水孔钻进时, 对孔斜度的一般要求如下:

(1) 孔深在 100 m 深度内, 孔斜度不宜大于 1.5° , 深度偏差不超过 200 mm, 直径偏差不超过 20 mm。

(2) 孔深为 100~600 m 时, 累计孔斜度不大于 3° 。

(3) 孔深大于 600 m 时, 累计孔斜度不大于 5° 。

孔斜度过大, 容易造成深井泵轴、轴承磨损, 发生断轴事故, 不能保证深井泵长时间正常运转。采用潜水泵抽水时, 孔斜度可适当放宽, 但孔斜度过大也会影响井壁管和水泵的安装。

3. 洗井

采用泥浆钻进的降水孔, 一般都需要洗井, 以清除井内泥浆、破坏井孔内泥浆壁, 抽出含水层中的泥土、细砂及渗入含水层的泥浆, 在井的过滤器周围形成良好的天然滤层, 借以增大井孔周围的渗透性, 使井达到正常的出水量。目前常用的洗井方法有活塞洗井法、空气压缩机洗井法、水泵和泥浆泵洗井法。此外, 还可采用二氧化碳洗井法、二氧化碳配合注酸洗井法及化学药品洗井法等新的洗井方法。

4. 井壁管和过滤器安装要求

- (1) 井壁管和过滤器应无残缺、断裂和弯曲现象;
- (2) 钢制井壁管垂直偏差每米不超过 1 mm。内外径偏差, 无缝钢管不得超过 1~1.5%; 焊接钢管不得超过 2%;
- (3) 铸铁井壁管垂直度偏差每米不超过 1 mm, 铸瘤高度不得超过 2 mm, 内壁必须光滑, 铸铁抗拉强度须大于 $1500 \times 10^6 \text{ Pa}$;
- (4) 过滤器孔隙率偏差不得超过 10%;
- (5) 筛管缠丝或包网过滤器上之滤水管必须垫筋, 并使缠丝或金属网与井管间的空隙大于 3 mm。缠丝间距偏差不得超过 20%;
- (6) 过滤器安装位置的上下偏差不得超过 0.5 m;
- (7) 井壁管与过滤器不得采用悬挂式的固定方法, 管脚必须座落在岩层稳定的换径位置, 或采用水泥固结管脚, 固结段长度不得小于 3 m。

5. 降水孔竣工验收时提交资料的要求

1) 降水孔施工说明书

降水孔施工说明书系综合性施工技术文件, 其中包括:

- (1) 降水孔地质柱状图。图中应标明岩层的名称、厚度、埋藏深度、井的结构, 过滤器和填砾规格、井位座标及井口绝对标高等;
- (2) 抽水试验记录表;
- (3) 水的化学分析资料;
- (4) 过滤器安装、填砾、封闭时的记录资料等。

2) 降水孔使用说明书

其中包括降水孔的出水量, 降水孔使用的水泵类型和规格, 在降水孔工作中可能发生的问题及使用维修方面的建议等。

4.4.1.11 增加降水孔出水量的方法

在降水孔长期使用过程中, 由于降水孔周围含水层渗透性降低, 或由于含水层涌砂和化学沉淀物堵塞过滤器等因素, 使降水孔出水能力降低而影响疏干效果时, 可以采取适当措施, 恢复和增加降水孔的出水能力, 以满足采掘工作对水位降低的要求。表 3-4-52 列出了增加降水孔出水量的方法。

4.4.1.12 降水孔疏干矿床实例

国内地表降水孔疏干矿床实例见表 3-4-53。

4.4.2 吸水孔疏干法

吸水孔疏干是使用钻孔穿过上部一个或数个需要疏干的含水层, 把地下水疏泄到下部具有较高导水能力的吸收层中, 借以降低含水层地下水位的一种疏干方法。具有较高导水能力的吸收层可以是透水层、含水层或者是采用其它方法进行疏干的含水层所形成的人工吸收层。吸水孔可以作为独立的疏干方法应用于露天或地下开采矿床的疏干, 也可以作为辅助的疏干手段与降水孔联合使用。对于具有天然吸收层的矿床, 这种疏干方法在经济上

增加降水孔出水量的方法

表3-4-52

方 法	适 用 条 件 及 使 用 特 点	处 理 效 果			
		松散含水层	碳酸盐岩 石含水层	非碳酸盐岩石 含水层	
酸 处 理 法	盐酸处理法	(1)过滤器被氢氧化钙、氢氧化铁、氢氧化镁和氢氧化硅等易被酸溶解的沉淀物所堵塞; (2)降水孔井管是用抗酸材料制成的或者钢管、铸铁管涂有抗酸保护层;	消除过滤器沉积的铁、硫和碳酸盐,效果良好	能增加降水孔的出水量	一般效果不显著
	基岩中降水孔注酸处理法	(3)适用于由尼龙丝、铜丝或不锈钢丝制成的过滤器,不宜用于铅丝或包铁丝制成的过滤器。一般铜丝的处理次数不能超过三次,铅丝只能处理一次		增加降水孔出水量效果显著,处理后井的涌水量可增加1~15倍	有时能增加出水量
	多磷酸盐处理法	(1)对井管、过滤器、抽水设备的腐蚀作用比盐酸小得多; (2)在常温下与结垢起化学作用较盐酸慢,要较长的处理时间	清除淤泥、粘土、胶体物等细颗粒和铁质沉积物	一般效果不显著	一般效果不显著
爆 破 法	多量炸药爆破法	(1)爆破能增大降水孔进水面积; (2)清除泥浆或细颗粒堵塞	一般不用	一般能增加出水量	一般能增加出水量
	少量炸药爆破法		清除过滤器外围沉积的铁、硫及碳酸盐类		
机 械 冲 洗 法	空气压缩机强力冲洗法	含水层中某些细颗粒淤积在过滤器缠丝间隙、网孔上,或淤积在降水孔填砾的空隙中,大大减少了过滤器的渗透性和出水量	清除过滤器附近堆积的泥、砂等	一般不采用	一般不采用
	活塞洗井法			有时有效果	有时有效果
	泥浆泵水压强力冲洗法				
	泥浆泵结合活塞洗井法				
固体二氧化碳洗井法		(1)适于消除堵塞在过滤器上的泥砂或胶结在其上的钙物质; (2)固体二氧化碳洗井时重复2~3次,效果良好	清除过滤器附近的淤泥及细砂等	一般效果不显著	很少采用,有时用于消除井壁的碎屑沉积
氯气处理法		适于清除因铁菌、硫菌的作用而在过滤器附近以及水泵吸水管上形成的浅红或黄色沉积物	清除井内铁细菌或粘质物细菌	清除铁细菌或粘质物细菌	清除铁细菌或粘质物细菌

国内地表降水孔疏干矿床实例表

表 3-4-53

矿 山 名 称		石 炭 铜 矿	茂 名 油 页岩 矿	钟 山 铁 矿	七 一 五 矿	新 疆 某 稀 有 金 属 矿	
开 采 方 式		露 天 开 采	露 天 开 采	露 天 开 采	地 下 开 采	露 天 开 采	
开 采 深 度 (m)		5~60	59	55	88	60	
疏干含水层水文地质特征	岩 性	岩溶化大理岩	胶结砂砾含水层	砂砾卵石含水层	炭质板岩 断层裂隙带	砂砾石层、基岩裂隙含水层	
	厚度 (m)	66	50	10~12	36	砂砾石层20~70 基岩裂隙含水层 30~80	
	含水层与矿体关系	直接底板	直接顶板	顶板含水层	矿体含水	矿层及顶板含水	
	单位涌水量(l/s·m)	21.39	0.88		1.3	砂砾石层1.4~2.0 基岩裂隙含水层 0.5~3.5	
	渗透系数(m/d)	31.78	2.5	32.46~66.07	7.2	砂砾石层3.9 基岩裂隙含水层 3.67~14.34	
	水质特征	pH=7.4	pH=4.5~5.9	Fe ²⁺ 含量高	pH=6.5 Fe ²⁺ =11.57mg/l		
矿区边界条件		北东及南西方向补给, 西为隔水边界		东西方向进水, 北部一号断层涌水	南部进水, 北部为隔水边界	东部有水库渗入补给, 南、北部为隔水边界	北部河水渗入补给
疏干系统涌水量(m ³ /d)		82000	10000~15000	18000~20000	6200	14700	
矿床疏干主要目的		防止露天采矿场灾害性涌水, 保障边坡稳定		保障边坡稳定, 改善作业条件	保障边坡稳定, 改善作业条件	防止坑内突然涌水, 保障断层破碎带(矿层)的稳定性	拦截河水补给, 保障露天矿边坡稳定性
矿床疏干试验		开采初期15台深井泵疏干试验		13个降水孔疏干试验	降水孔4个, 进行159天的疏干试验	进行7孔干抽疏干试验	
降水孔结构及布置	降水孔布置形式		单线布置	单线布置	多环布置	单线布置	分散式布置
	降水孔数(个)		35	41	32	10	12
	孔 径	开孔孔径(mm)	450	620	750~1000	500	650
		终孔孔径(mm)	325	250		300	250
	孔 距 (m)		12~50	200	25~65	80~100	15~85
	孔 深 (m)		80~120	53~104	平均40	130	58.15~220.40
	沉砂管长度(m)		20~30	10	5~10	3~5	
	水泵安装深度(m)		55~92	50~75.9	30~50	101	
过 滤 器	类 型		钢管包网	钢管缠丝包网填砾	改用钢管缠丝包网填砾过滤器	螺旋钢管	砂砾石层、 钢管尼龙包网填砾过滤器。
	骨架孔眼直径(mm)		21	20~23	21		基岩: 钢管圆孔过滤器
	骨架孔眼率(%)		30	25~30	30	30	
	包网材料		尼龙网16目	尼龙网	紫铜丝或尼龙丝网		
	填砾直径(mm)			6~10	3~8		

续表

矿山名称	石炭铜矿	茂名油页岩矿	钟山铁矿	七一五矿	新疆某稀有金属矿
水位观测孔数(个)	12	20	26	20	12
疏干工程布置平面图	图3-4-20	图3-4-22	图3-4-24	图3-4-26	图3-4-28
及剖面图	图3-4-21	图3-4-23	图3-4-25	图3-4-27	图3-4-29
疏干效果及存在的主要问题	疏干效果好, 疏干引起地表大面积塌陷	疏干效果较好, 唯矿区西段含水层给水量小, 水位下降缓慢, 疏干比较困难	疏干基本满足采掘作业要求, 多环分段截流形成疏干与生产相互制约局面, 水中 Fe^{2+} 含量稍高, 细菌菌繁及造成井、泵堵塞腐蚀	疏干效果好, 但孔斜大, 深井泵难以保证长期运转	疏干效果好, 能满足相应时期的采掘作业要求

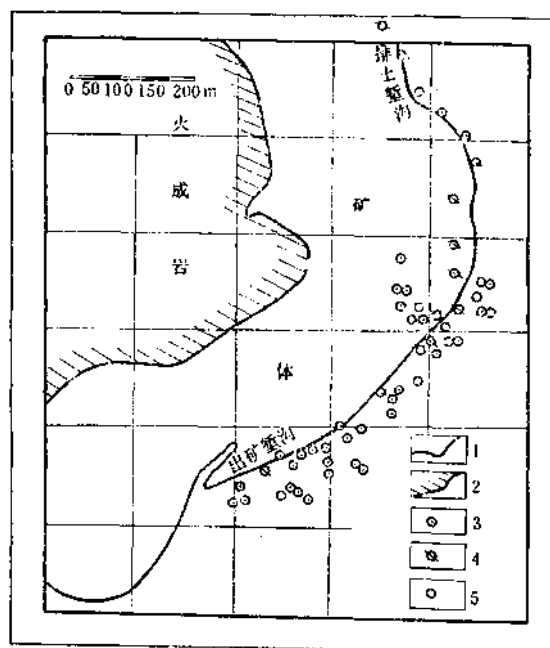


图 3-4-20 石炭铜矿地表疏干井群布置图

1—矿体边界; 2—火成岩隔水边界; 3—疏干井系及其编号; 4—报废井及编号; 5—未装水泵井

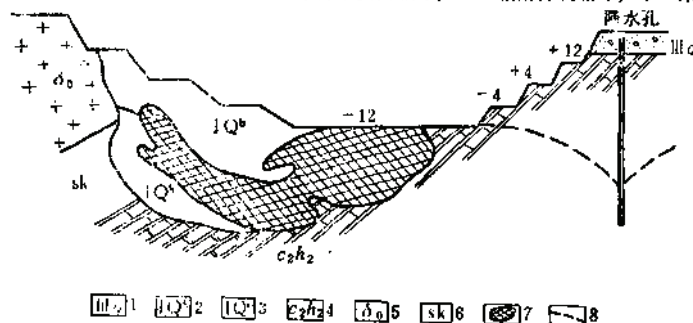


图 3-4-21 石炭铜矿疏干工程布置剖面示意图

1—潜水含水层; 2—孔隙承压含水层; 3—隔水层; 4—中石炭统灰岩、大理岩含水层; 5—石英闪长粉岩; 6—砂卡岩; 7—矿体; 8—动水位

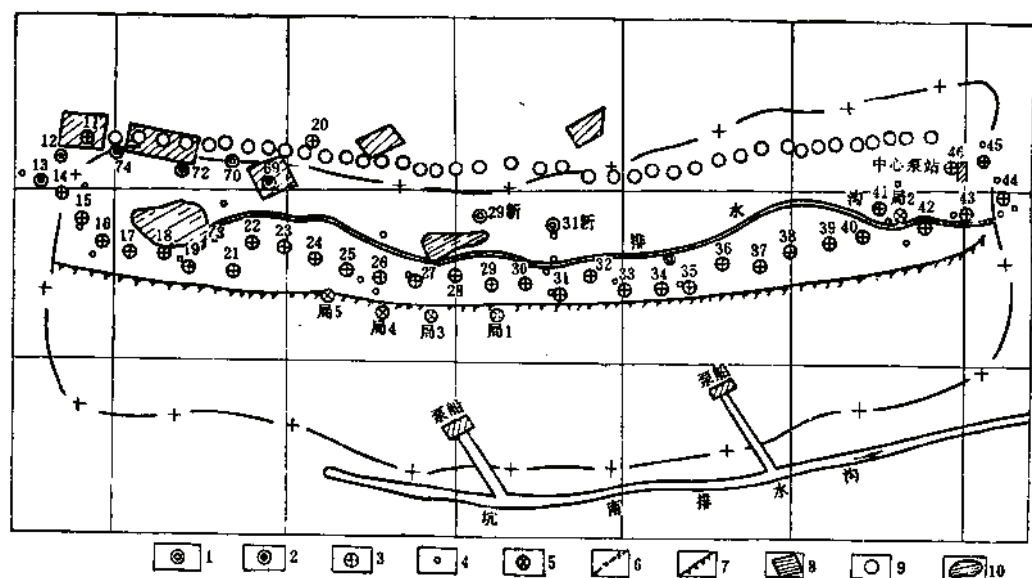


图 3-4-22 茂名油页岩矿疏干工程平面布置图

1—待施工降水孔；2—未安装水泵孔；3—已安装水泵孔；4—水位观测孔；5—报废孔；6—露天矿最终境界；
7—1985年采样工作线；8—居民点；9—设计第二期降水孔；10—水墙

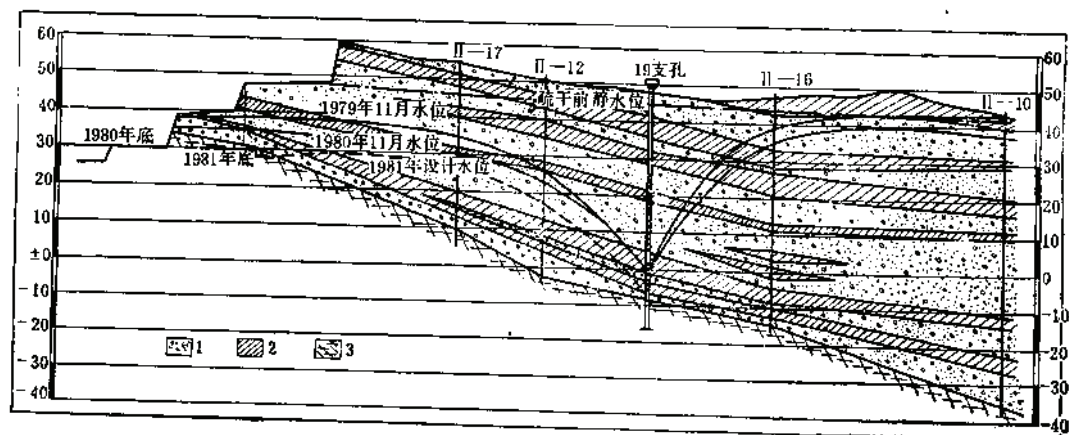


图 3-4-23 茂名油页岩矿19号降水孔降落漏斗曲线图

1—砂砾含水层；2—粘土隔水层；3—油页岩矿

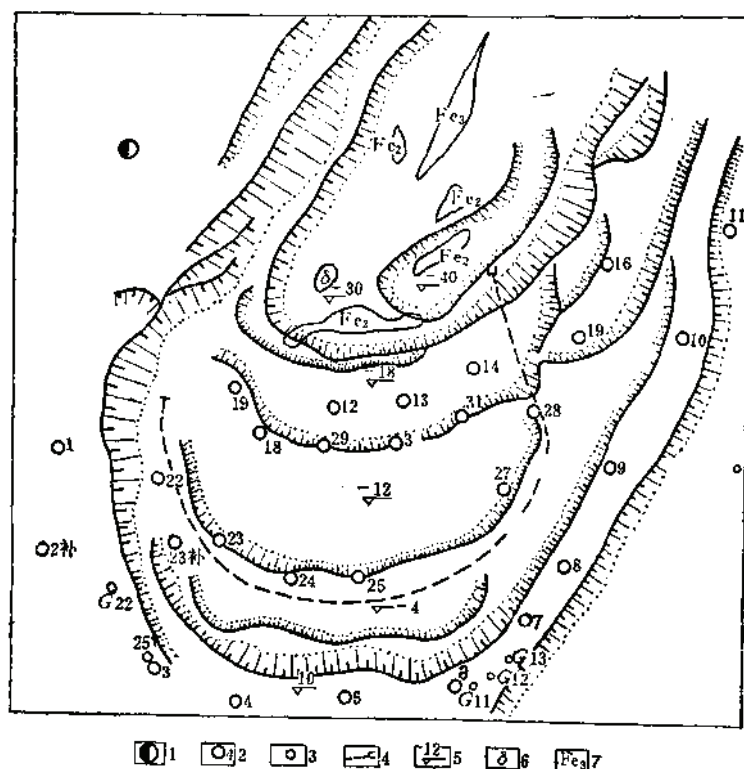


图 3-4-24 钟山铁矿疏干工程平面布置图

1—竖井；2—降水孔及编号；3—观测孔；4—疏干巷道；5—采掘工作平台及标高；6—火成岩；7—铁矿体

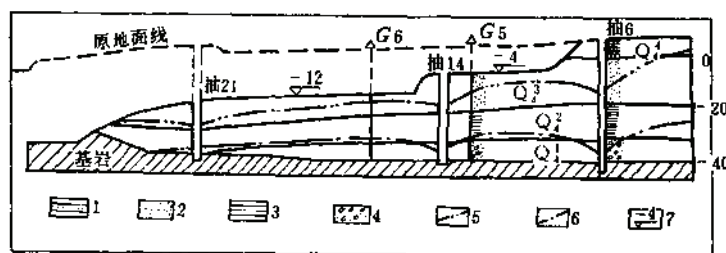


图 3-4-25 钟山铁矿降水孔多环布置剖面示意图

1—轻亚粘土层(Q_4^1)；2—粉细砂层(Q_4^2)；3—亚粘土层(Q_4^3)；4—砂砾、卵石层(Q_4^4)；5—粉细砂层降落曲线；6—砂砾卵石层降落曲线；7—采掘工作平台标高

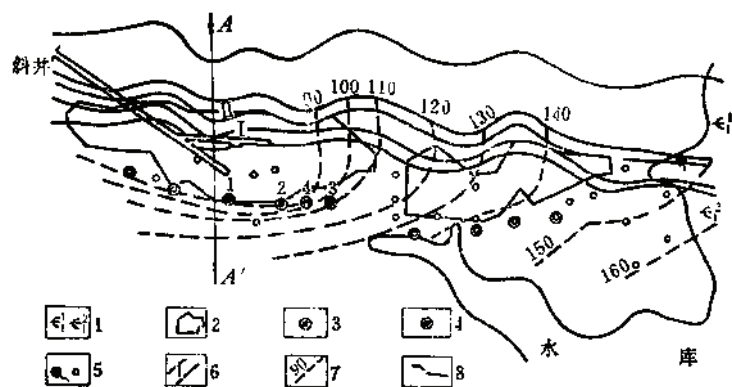


图 3-4-26 七一五矿疏干工程平面布置图

1—寒武系炭质板岩夹泥灰岩；2—矿体投影范围；3—已施工降水孔；4—设计降水孔；5—观测孔、泉；6—含水层界线；7—疏干试验降落漏斗曲线；8—地层界线

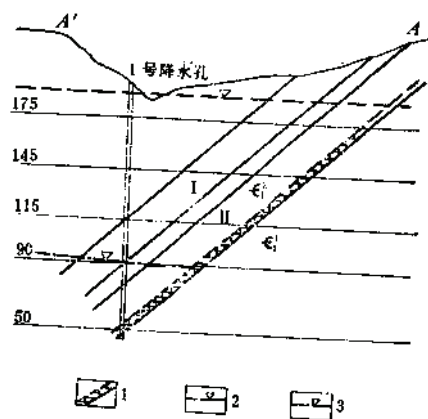


图 3-4-27 七一五矿疏干工程布置剖面示意图

1—矿层；2—降水孔静止水位；3—降水孔动水位

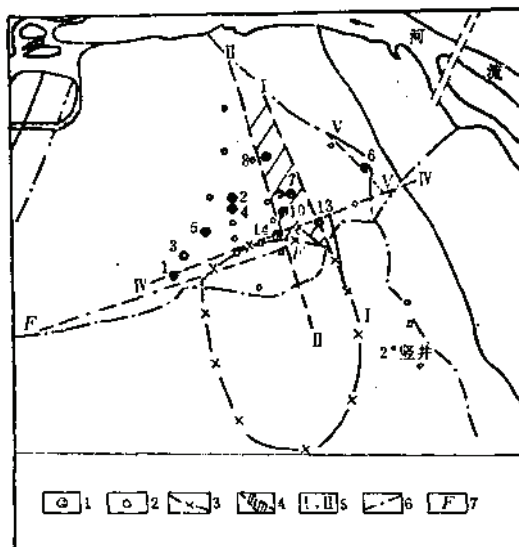


图 3-4-28 新疆某稀有金属矿疏干工程平面布置图

1—降水孔；2—水位观测孔；3—露天矿最终境界；4—河水强烈下渗地段；5—强裂隙透水带；6—含水带界线；7—断层

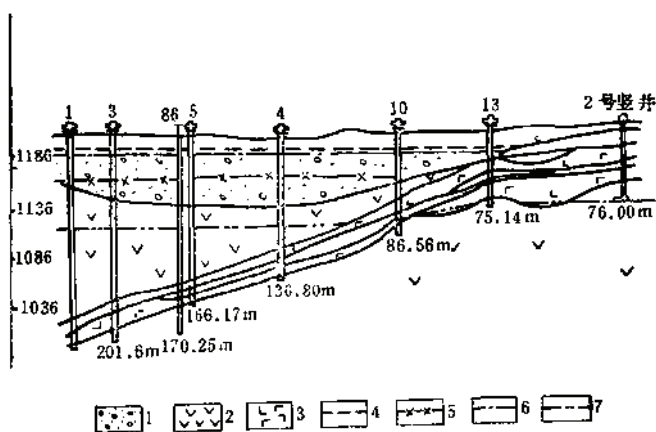


图 3-4-29 新疆某稀有金属矿疏干工程布置剖面示意图

1—砂砾含水组；2—角闪岩弱含水带；3—伟晶岩强含水带；4—砂砾含水组静止水位；5—砂砾含水组疏干动水位；6—角闪岩—伟晶岩含水组静止水位；7—角闪岩—伟晶岩含水组疏干动水位

具有较大的优越性,但由于要求下部有良好的天然吸收层,受水文地质条件的限制,在使用上又有一定的局限性。

吸水孔在国内外矿山的疏干工程中都有应用。国内钟山铁矿、姑山铁矿把吸水孔疏干作为一种辅助的疏干方法,配合地表降水孔疏干第四系流砂层(粉砂与亚粘土)。潞安矿务局五阳、漳村等煤矿,采用吸水孔疏泄矿井水,取得了良好的排水效果和经济效果。

4.4.2.1 吸水孔疏干的适用条件

使用吸水孔疏干法必须具备下列条件:

(1)上部需要疏干的含水层与下部吸收层没有直接的水力联系,二者之间为可靠的隔水分层。

(2)下部吸收层的水位标高低于上部疏干层的水位标高,吸收层与疏干层的水位差值越大,吸水孔的效率越高。吸收层与疏干层的水位差可以是在天然水文地质条件下形成的,也可以通过在下部含水层中不断疏干排水降低水位来实现,随着疏干排水强度的增加,吸收层与疏干层的水位差值增大,给吸水孔提供了良好的工作条件。

(3)要求下部吸水层的渗透性比上部疏干层的渗透性好,吸收层与疏干层渗透系数差值越大,下部吸收层的吸水能力越强。

(4)吸收层厚度大,分布广,有良好的贮水空间和排泄条件,也是吸水孔有效工作的重要条件。

使用吸水孔疏干含水层时,还必须注意:如果吸收层的排水能力不足时,会产生地下水位抬高,引起吸水强度降低,使吸水孔不能有效地工作;当疏干层地下水水质不良时,应注意对吸收层的水质污染。

4.4.2.2 吸水孔的结构及布置

1. 吸水孔结构

1) 吸水孔孔径确定的一般原则

(1)吸水孔孔径可参照降水孔或直通式放水孔的孔径要求确定,吸水孔的孔径大,不易堵塞,但应注意孔径过大会造成经济上的不合理;

(2)一般疏干层的口径大于吸收层(特别是在吸收层的吸水能力强于疏干层或疏干层与吸收层之间隔水层很厚的情况下)。据苏联文献资料,在吸收层中的孔径不小于91mm;

(3)取决于孔内是否设置过滤器以及过滤器的类型。

2) 吸水孔的滤水结构

(1)在疏干含水层部位设置过滤器。这时,钻孔结构以及孔内装备与降水孔或直通式放水孔类同,其结构型式见图3-4-30。

(2)孔内用砂砾填满,不设置过滤器,又称“砂柱”、“砾石柱”。孔内充满砂砾滤料,不仅可以防止孔壁坍塌引起堵塞,同时可以滤水。钟山铁矿、姑山铁矿在疏干第四系松散含水层时,采用了这种滤水结构。“砾石柱”型吸水孔的标准结构见图3-4-31。

(3)孔内不填砂砾,不设置过滤器。一般适用于岩石稳定性良好的基岩裂隙含水层。如潞安矿务局五阳、漳村等煤矿,就采用这种形式的吸水孔。

2. 吸水孔布置的一般原则

(1)当吸水孔作为辅助疏干措施配合降水孔使用时,一般应按降水孔的形式布置,如



图 3-4-30 吸水孔结构型式之一

1—过滤器；2—上部疏干层的降落曲线；
3—灰岩吸收层的静水位；4—吸收层的动水位

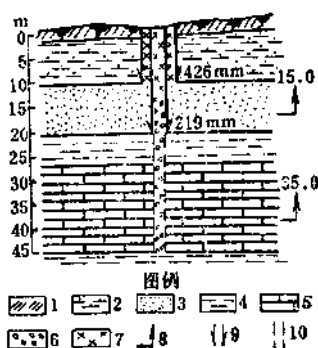


图 3-4-31 吸水孔结构型式之二

1—耕植土；2—亚粘土；3—砂；4—粘土；5—石灰岩；6—砾石；7—填堵钻孔的粘土；8—水位深度；
9—钻进后拔出的管子；10—不设套管的钻孔部分

钟山铁矿，吸水孔布置在环形降水孔排之间。

(2) 吸水孔应尽量布置在需要疏干含水层底板的低洼地段，以延长吸水孔的服务期限，提高疏干效率。

(3) 如果上部需疏干层的涌水量大，则应注意选择吸收层厚大的部位，以增加疏泄能力。

(4) 当疏干层地下水水质不良时，吸水孔的布置应注意对吸收层的污染问题。

4.4.2.3 吸水孔疏干的主要技术要求

1. 吸水孔疏干的水文地质计算内容

(1) 计算吸收层的吸水能力。按照吸收层的水文地质参数：厚度、渗透系数、水头及吸水孔的影响半径，采用地下水动力学公式计算吸入水量。

(2) 计算疏干层的总涌水量。

(3) 计算单个吸水孔的吸水量。

(4) 当吸水孔相互干扰时，计算干扰情况下的水量及降落曲线。

(5) 计算疏干时间。

2. “砾石柱”型吸水孔施工技术要求

为使孔内充填砂砾的吸水孔具有良好的疏水效果，在施工中，应首先在孔内装设钢制过滤器，利用压风机进行洗孔，抽洗干净后，再将过滤器拔出。与此同时，随着过滤器的

起拔,自下而上向孔内填入砂及砾石等滤料。

4.4.2.4 吸水孔疏干矿床实例

吸水孔疏干矿床实例见表3-4-54。

国内矿山采用吸水孔疏干实例表

表3-4-54

矿 山 名 称		姑山铁矿	钟山铁矿	滁 安 矿 务 局		
				五阳煤矿	漳村煤矿	石埭节煤矿
吸 水 孔	开孔直径(mm)	1000		168~127	216	216
	终孔直径(mm)	1000		108~89	127~108	127~108
	深 度(m)		17.59~31.70	351.51~641.18	576.27~597.66	399.09~546.93
	孔 数(个)		7	8	2	4
孔内滤水型式		填滴砂砾		不填砾, 不设过滤器		
上部疏干层	岩 性	中粗、中细及粉砂	粉细砂、中细砂			
	厚 度(m)	8~13	14~29			
	渗透系数(m/d)	10.08~20.61	10.08			
下部吸收层	岩 性	砂砾卵石		奥陶系石灰岩		
	厚 度(m)	10~27.88	平均6~10		600~700	
	渗透系数(m/d)	32.46~65.07		1.31~2.43		
吸收层的排水方式		采用深井深抽水		含水层自然排泄		
备 注				单孔疏泄水量每日可达2365~2950m ³		

4.4.3 明沟疏干法

明沟疏干是在地表或露天采矿场台阶上开挖疏水沟,为拦截流入采矿场的地下水而采取的一种疏干方法。明沟多用于露天矿浅部第四系含水层的疏干,当明沟布置在露天采矿场或地下开采错动区以外作为一种独立疏干方法使用时,明沟可以把松散含水层中的地下水在流入露天矿或地下开采崩落区之前,拦截并导出矿区,预先降低地下水位,以维护露天矿边坡的稳定性,并为采掘作业创造正常的工作条件。由明沟汇集的地下水,在大多数情况下不能自流而需在明沟的低洼处设置集水池,用水泵集中排出矿区。在露天采矿平台上布置的明沟,一般常作为辅助疏干手段配合地表降水孔或疏干巷道联合使用,以进一步降低残余水头,扩大疏干效果。在露天矿开采后期,有时疏水明沟作为辅助疏干手段配合其它主要疏干方法联合使用多年之后,还可以替代其它主要疏干方法,独立工作。

明沟疏干具有适应性强、基建速度快和投资少等特点,在国外露天矿的疏干中已得到了广泛应用,但在国内目前仅有少数露天煤矿采用了这种疏干方法。

4.4.3.1 明沟疏干的适用条件

(1) 明沟多用于疏干露天矿或地下开采崩落区第四系孔隙充水的含水层。当明沟作为独立疏干手段布置在露天采矿场或崩落区以外预先降低含水层地下水位时, 要求含水层的厚度不大, 透水性良好, 含水层的埋藏深度不宜超过15~20m。作为辅助疏干手段的采矿场内疏水明沟, 含水层的厚度和埋藏深度不受限制。据美国的文献资料, 对于厚度为1.8~3m, 深度为20m, 渗透系数为1.8~6m/d的潜水含水层, 采矿场外疏水明沟使用效果良好, 露天矿采矿场内疏水明沟主要用于承压含水层的疏干, 如疏水明沟能切透含水层的整个厚度, 亦可获得良好的疏干效果。国内灵泉露天煤矿, 采用明沟疏干厚度为9.5~18.6m、渗透系数为5.65m/d的砂砾、粉细砂夹粘土的潜水含水层, 也取得了良好效果。

(2) 一般要求在疏干的含水层之下, 有坚实致密分布稳定的隔水层, 且含水层与隔水层的接触面比较平缓。据苏联文献资料, 露天采矿场或采矿崩落区外疏水明沟的应用条件为含水层埋藏深度不宜大于20m, 并要求有下伏稳定隔水层。

采用明沟疏干, 结构形式简单, 疏干系统建设速度快, 经济效果好。但当含水层为流砂层时, 明沟开挖施工困难, 宜慎用。

4.4.3.2 明沟布置的一般要求

(1) 明沟应布置在露天采矿场或地下开采崩落区之外, 并垂直于来水方向, 以便最大限度地拦截和疏泄地下水。

(2) 明沟的两帮特别当含水层埋藏比较浅时最好嵌入下伏隔水岩层中, 以提高疏干效果。

(3) 露天采矿场内疏水明沟, 可以布置在非工作帮和工作帮平台上。布置在非工作帮的明沟, 可与开段沟的施工结合起来, 并在含水层的下伏隔水层处预留平台, 以便布置明沟。布置在工作帮的疏水明沟也可在开段沟的施工中形成, 但明沟位置应与采矿场推进线保持一定距离。一般明沟距剥离线的位置可按1~2年考虑, 即随着采矿工作线的推进, 每隔1~2年开挖一条疏水明沟。

(4) 布置在露天境界附近的场外疏水明沟, 其靠近采矿场的一侧为露天边坡的组成部分, 当下伏隔水层强度低、稳定性差, 或下部有导致滑坡产生的潜在威胁时, 除应对明沟采取必要的防渗措施外, 还必须把疏水明沟布置在露天采矿场可能产生滑坡的范围之外。

(5) 应尽量选择有利地形, 使疏水明沟内汇集的地下水能自流排出矿区, 或者选择适宜地点设置集水池, 使水泵的扬水高度最小, 以求降低疏干的排水经营费用。

(6) 当场外疏水明沟布置地段汇水面积广, 矿区附近暴雨强度大, 雨季和暴雨时期形成的地表径流汇入明沟内, 可能影响疏水工作的正常进行时, 应在明沟之外设置截洪沟。

4.4.3.3 明沟的结构及主要技术要求

1. 明沟的结构

明沟的断面通常采用梯形和矩形两种形式, 其中梯形断面使用广泛, 同矩形断面相比, 梯形断面的明沟便于施工, 维护方便, 但土方工程量大。

疏水明沟沿线的不稳定地段, 应采取适当的加固措施。当采用不透水材料加固时, 必

须设置滤水装置,以确保疏水明沟的疏干效果。设置在露天采矿场内平台上的明沟疏水系统,应对出水地段边坡土的渗透性和稳定性进行验算,对可能发生管涌的不稳定地段应铺设反滤层,以保护出水边坡的稳定性。

2. 主要技术要求

(1)明沟的深度,因含水层埋藏深度不同而异,但嵌入隔水层中的深度应尽量满足最大涌水量时明沟内的水位不超过隔水层顶板。

(2)明沟断面大小,根据设计流量的大小和沟的纵坡,按水力学方法计算。设计流量除了考虑地下水涌水量外,尚应考虑明沟地表汇水区内的地表径流量。

(3)明沟的纵向坡变,通常与明沟所在隔水岩层或所在平台的纵坡取得一致,但不得小于2%,否则容易淤积。如果所在隔水层及平台纵坡较大,致使疏水明沟纵坡不得不加大时,要验算沟内水流速度是否超过岩石的允许流速要求,以确定是否需要支护和衬护类型。

(4)明沟的边坡,可以根据揭露的岩土种类按表3-4-55选定。

岩、土 明 沟 边 坡 坡 度 一 览 表

表3-4-55

岩 土 名 称	边 坡 坡 度
粉 砂	1:3~1:3.5
细砂、中砂、粗砂 (1) 松散的 (2) 密实的	1:2~1:2.5 1:1.5~1:2
亚 砂 土	1:1.5~1:2
粘土、亚粘土、黄土	1:1.25~1:1.5
卵石和砾石	1:1.25~1:1.5
风化卵石	1:0.25~1:0.5
半风化岩石	1:0.1~1:0.25

4.4.3.4 明沟出水边坡的反滤层结构

如果出水边坡水的渗流速度大于土层的允许流速时,往往容易导致土层稳定性的破坏,因此,对明沟的出水边坡,应根据土层特性及地下水的水力坡降,检验其渗流稳定性,对不稳定地段,应铺设反滤层结构。

反滤层一般应满足以下要求:

(1)反滤层的透水性应大于所保护边坡土层的透水性;

(2)反滤层的滤料,按其颗粒成分来说,可以是非管涌土或管涌土。在管涌土中反滤层每层内部的最大渗流速度不应大于该种土料的临界流速;

(3)反滤层材料可利用砂、砾石或卵石铺筑。反滤层的砂料最好用天然石英砂或者用坚硬岩石制备的人工砂。反滤层的层数一般多采用双层,在不利的情况下可采用三层,每

层的厚度一般为200~300mm。

(4)反滤层铺设高度应大于地下水可能逸出的高度1m,其铺设宽度应在地下水逸出带两端各延长1~2m。

当采用疏水明沟疏干松散砂层时,由于当地缺少适宜的反滤层滤料,或者采用反滤层护坡不经济时,也可以采取其它适宜的疏干方法,如在砂层边坡的坡角处,采用特制的钻机施工水平放水孔并放置聚氯乙烯过滤管,使地下水在逸出之前就渗入疏干装置中,同样也可以保护出水边坡段的稳定性。

4.4.4 水平孔疏干法

水平孔主要用于露天矿边坡的疏干。水平孔一般以 $1^{\circ}\sim 5^{\circ}$ 的仰角在露天采矿场平台底部钻凿,并揭穿需要疏干的含水层或带,使地下水靠重力自流排出,达到边坡疏干减压的目的。由于这种疏干方法只有在露天矿边坡形成之后才能采用,因此多用于生产疏干阶段。水平孔可以作为独立的疏干方法用于露天矿边坡的疏干,同时也可以作为辅助的疏干手段配合地表降水孔使用,用以降低残余水头,保护出水边坡段的稳定性。水平孔疏干适应性强,投资少,容易施工,安装和维修费低,疏干效果和经济效果显著。近年来,在国外露天矿疏干排水工程中,利用水平孔疏干露天边坡所占比重逐年增加。例如在民主德国、联邦德国的一些褐煤矿和苏联的一些铁矿以及欧美国家的一些露天矿中,广泛采用了水平孔疏干。由于水平孔疏干具有适应性强和经济效果好的显著特点,近年来已经引起国内一些露天矿的关注,抚顺西露天煤矿采用水平孔疏干岩石边坡取得了初步成果。此外,在南芬露天铁矿、平庄西露天煤矿等也拟采用水平孔疏干岩石边坡,石炭铜矿也准备把水平孔疏干作为一种辅助疏干措施,进一步降低露天采矿场北部边坡的地下水位。

4.4.4.1 水平孔疏干的运用条件

(1)一般要在露天采矿场边坡形成后,才能采用水平孔疏干。

(2)水平孔可以用于疏干第四系孔隙充水含水层,也可用于疏干裂隙或岩溶充水含水层。疏干含水层的渗透系数一般不受限制,但随着含水层渗透系数的增大,疏干效果愈显著。

(3)水平孔不仅可以作为独立的疏干方法用于露天矿边坡的疏干,同时也可以作为辅助的疏干方法与其它疏干方法联合使用。

当采用采矿场内明沟疏干露天矿松散含水砂层边坡时,为保护出水边坡段的稳定性,可配合使用水平孔疏干。

当含水层富水性强、涌水量大并有良好的补给条件时,为提高疏干效果,进一步降低残余水头,可作为地表降水孔疏干的辅助措施配合使用。

4.4.4.2 水平孔疏干的特点

水平孔疏干具有以下特点:

(1)适应性强。这种疏干方法不仅对渗透性能较好的各种充水类型的含水层可以取得较好的效果,而且对渗透性能较弱的含水层,也可以取得一定的疏干效果。例如罗马尼亚蒂斯玛纳露天煤矿为疏干边坡含水层,采用水平孔疏干渗透系数 $K=0.2\sim 0.5\text{m/d}$ 的弱含水层,取得了预期的疏干效果。

(2) 灵活性大。在露天采矿场边坡形成后, 可以选择最有利的位罝, 实施边坡含水层的疏干。放水孔可以布置在非工作帮, 也可以布置在工作帮, 作为临时性的疏干措施, 或者为消除局部地段地下水对边坡稳定的危害进行局部疏干。在疏干过程中, 可随时调整疏干孔的位置, 增加或减少水平孔的数量。

(3) 经济效果好。和其它许多疏干方法比较, 水平孔的投资费用少, 经营费用低, 特别是对于不需要设置过滤器的水平孔, 不仅施工方法简单, 而且安装和维修费用低廉。

4.4.4.3 水平孔结构及布置的一般要求

1. 水平孔结构

1) 水平孔孔径确定的一般原则

(1) 在基岩含水层中钻凿水平孔, 一般按使用的国产100~300m钻机的钻探口径确定, 在疏干层中的孔径应不小于91mm。

(2) 在松散含水层中钻凿水平孔, 国外采用专门研制的钻机。为放置过滤器一般钻探口径比基岩含水层要大, 在苏联和罗马尼亚等国, 曾采用过108、168、180及200mm的孔径。

(3) 对基岩含水层, 如果必须装设过滤器时, 水平孔的孔径应适当增大, 如国内抚顺西露天煤矿水平孔采用91~110mm或91~130mm孔径, 孔中装设聚氯乙烯滤水管。

2) 水平孔深度的确定

从国内外采用水平孔疏干露天矿边坡的工程实践来看, 水平孔长度原则上要通到不稳定边坡潜在滑动面的后部。一般来说, 对于孔隙充水的松散含水层, 水平孔的深度不超过50m, 而在基岩裂隙含水层中的水平孔深度一般大于100m, 其最大深度可达300m。

目前国内采用水平孔疏干露天矿边坡方面所积累的经验还不多, 特别是在孔隙充水的松散含水层中, 采用水平孔疏干尚缺乏工程实践经验。根据苏联的研究资料, 对布置在露天矿工作帮的水平孔, 其孔深应不小于电铲进路宽度的一倍, 而对布置在非工作帮的水平孔, 其孔深不小于30m。经苏联的资料分析和计算, 总结出水平孔长度、间距与截水系数之间具有如下的配合关系: 当水平孔间距等于钻孔长度时, 截水系数超过90%; 而当水平孔间距等于钻孔长度一半时, 截水系数可达100%。另据国外其它资料, 还可从水位高度和边坡高度等因素来确定水平孔的深度: 对于水位高于坡底30~60m的各向渗透同性的边坡来说, 在坡底钻凿水平孔, 其孔深等于边坡高度(最高达130m)时, 可以进行有效的疏干; 如果地下水位超过坡底60m以上, 则应在高于坡底约30m处增打水平孔。

3) 水平孔滤水管

采用水平孔疏干孔隙充水的松散含水层时, 必须在孔内装设滤水管。对基岩含水层, 应视孔内含水岩石的完整程度确定是否装设滤水管: 当水平孔穿过软岩或坚硬岩石因风化或构造影响破碎时, 为了保证水平孔有效地工作, 也必须放置穿孔滤水管。

苏联的一些露天矿, 在松散层中设置的水平孔, 一般使用由树脂胶结的砾石滤水管、陶瓷滤水管、石棉水泥滤水管、聚氯乙烯塑料滤水管以及钢制滤水管等。目前使用最广泛的是聚氯乙烯穿孔滤水管, 而钢制滤水管很少采用。在松散含水层中选用强度较低和易碎材料制成的滤水管, 不仅可降低疏干费用, 同时, 布置在工作帮的水平孔随着采剥工作线的推进, 报废的水平孔内所装设的滤水管, 还可以随同采装物料一并进行装运处理。

水平孔中使用的滤水管,一般是具有一定孔隙度的穿孔管,在个别情况下,滤水管外面包一层尼龙网,以防止水平孔坍塌堵塞。

在孔隙充水的松散砂层中,采用水平孔疏干时,滤水管的选择是很重要的。苏联在斯托依林斯克露天矿含水砂层中进行了水平孔疏干的工艺试验,共施工6个水平孔,孔深38~70m,总进尺318m,其滤水管的选择及工作状况见表3-4-56。

水平孔滤水管的技术特征表

表3-4-56

孔号	孔深(m)	含水层特征	滤水管的技术特征	钻孔涌水量 (m^3/h)	备 注
1	42	粗砂 $K=20\sim30\text{m/d}$	用薄钢板制的穿孔滤水管; 外径 $D_H=100\text{mm}$ 内径 $D_{BH}=98\text{mm}$ 孔隙度:7~8%	22.0	没发现带出砂粒
2	38	细砂 $K=1\sim2\text{m/d}$	用双丙烷树脂胶结的砾石滤水管; $D_H=122\text{mm}$ $D_{BH}=60\text{mm}$ 孔隙度:34%	4.5	同 上
3	68	同 上	同 上	20.5	同 上
4	70	同 上	条孔金属过滤器; $D_H=108\text{mm}$ $D_{BH}=99\text{mm}$ 孔隙度:7%	21.6	在10d中从孔中带出了砂粒
5	55	同 上	组合过滤器,孔口至20m处为条孔金属过滤器,20~55m处为砾石胶结过滤器	5.0	没发现带出砂粒
6	45	同 上	与安装在1号孔中类似的用薄钢板制作的穿孔滤水管	3.6	同 上

目前,聚氯乙烯穿孔滤水管已被广泛应用,这种滤水管使用方便,造价低廉。我国抚顺西露天煤矿采用水平孔疏干砂页岩和凝灰岩边坡时,孔内装设了厚壁聚氯乙烯穿孔滤水管,取得了良好的效果。加拿大塞普路斯·阿米尔露天铅锌矿,采用水平孔疏干边坡的不稳定地段,使用履带式钻机钻进了约1800m钻孔,孔内装设 $\phi 37.5\text{mm}$ 穿孔塑料滤水管。

2. 水平孔布置的一般要求

1) 布置方式

(1)沿非工作帮呈垂直边帮方向布置:这种布置方式主要是用来疏干露天矿的非工作帮,属于永久性的疏干措施,水平孔的钻凿和安装滤水管以及生产期间的维护等作业,均不受采掘作业的影响。

(2)沿工作帮呈垂直边帮方向布置:这种布置方式主要是用来疏干露天矿的工作帮,属于临时性的疏干措施,位于工作帮上的水平孔服务年限短,随着采剥工作线的推进,水平孔报废,而需要新的工作帮上重新布置水平孔疏干系统。

(3)沿边坡的局部不稳定地段或滑坡地段布置:这种布置方式是用来处理局部地段因地下水活动而引起的边坡失稳问题,在这种情况下,水平孔深度要穿透不稳定边坡潜在滑动面。

2)排列形式

(1)平行排列:即各水平孔垂直边坡按一定间距平行排列,多适用于渗透性各向同性的均质含水层的疏干。其孔距应通过水文地质计算或按经验数值确定。

(2)扇形排列:这种形式多适用于渗透性各向异性的非均质含水层的疏干,对岩石边坡的富水地段,常常可以取得明显的疏干效果。

(3)按上下台阶分层布置:随着露天采矿场阶段的下降,对于厚层含水层,可以分层进行疏干,一般应按照矿区水文地质特征及含水层的赋存特点,每隔2~3个台阶,布置一套水平孔疏干系统。

3)水平孔的仰角

为了使疏干含水层中的地下水沿水平孔自流排出,一般要求水平孔的仰角为 $1^{\circ}\sim 5^{\circ}$ 。但对于渗透性各向异性的基岩含水层,由于富水部位赋存的标高决定应增大仰角时,可适当增大,但一般不大于 10° 。当钻孔深度比较大时,再增大仰角,会给水平孔的钻探施工带来不便。

4.4.4.4 水平孔疏干的主要技术要求

1.水平孔疏干的水文地质计算要求

采用水平孔疏干露天矿边坡时,应进行疏干水文地质计算。水平孔疏干系统可按照水平集水构筑物的模式进行计算。根据水文地质计算结果来确定疏干系统的总涌水量、单孔涌水量、水平孔的间距及干扰情况下的单孔涌水量、疏干的降落曲线及疏干时间等。

2.水平孔疏干含水砂层的钻探要求

采用水平孔疏干露天矿含水砂层边坡时,在钻进过程中要严格做到不塌孔,钻探之后,要能够顺利地安放滤水管。苏联研制的МГБ—2型水平钻机可专门用于钻凿松散砂层边坡水平孔。这种钻机钻进深度可达100m,孔径180mm,全部采用液压操纵,在含水砂层中每台班钻进尺可达30~50m。МГБ—2型水平钻机的钻进、安装及放水的施工顺序见图3-4-32。

3.水平孔的维护

为了保证水平孔正常有效地工作,要求对水平孔疏干系统进行周期性的检查和维护。为防止水平孔因逐渐堵塞而降低疏水效果,可以采用带有喷射装置的高压软管对水平孔进行定期冲洗。

4.寒冷地区的防冻要求

对寒冷地区的露天矿,冬季在水平孔出水口处,应铺设保温的填石层以防止冻结。

4.4.4.5 水平孔疏干矿床实例

矿山名称:抚顺西露天煤矿。

疏干岩层:下盘凝灰岩和玄武岩,上盘绿色页岩、砂岩及断层破碎带。

工程布置:下盘孔布置:垂距50m,水平间距50m,个别区段加密到25m。上盘孔布置:垂距20m,水平间距50m。

放水孔结构:孔深200m、250m、300m;孔径91~110mm或91~130mm;孔中装设聚氯乙烯滤水

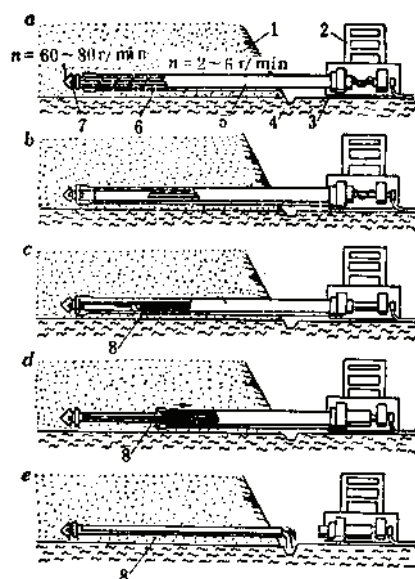


图 3-4-32 MFB-2 型水平钻机的施工程序

a—钻进；b—取心螺旋钻；c—安装过滤器；d—取出套管；e—完成钻孔
 1—采场边坡；2—MFB-2 钻机；3—隔水层；4—排水沟；5—空心套管；
 6—空心螺旋钻；7—孔底；8—过滤器

管。

放水孔仰角： $3^{\circ} \sim 5^{\circ}$ 。

使用钻机型号：(1) 美国 AARDVARK 公司雅华型卧式钻机；

(2) 重庆探矿机械厂 XU300—2 型钻机。

钻机效率：(1) 钻进效率

雅华型：平均 $20 \sim 30 \text{ m/h}$ ，最高 $40 \sim 50 \text{ m/h}$ ；

XU300—2 型：平均 $3 \sim 5 \text{ m/h}$ ，最高 $8 \sim 10 \text{ m/h}$ 。

(2) 搬运移位时间

雅华型：半天；

XU300—2 型：3～5 天。

4.5 地下疏干

地下疏干方式常用的疏干方法有巷道疏干、丛状放水孔疏干、直通式放水孔疏干、降压孔疏干及打入式放水孔疏干等。

在上述几种疏干方法中，前三种方法在我国得到了广泛应用，降压孔只适用于疏干矿床间接底板承压含水层，在煤炭系统使用较多。打入式放水孔则因适用条件过于局限，在我国金属和非金属矿山使用极少。

地下疏干方式中所使用的各种疏水钻孔（除直通式放水孔外），均需在疏干或放水巷

道中施工,而且地下水的排出一一般均依赖于井下排水系统的建立。所以,其疏干效果只能在矿山基建进行到一定程度后才能发挥。

地下疏干方式主要适用于地下开采的矿床,对于某些露天开采的矿床也可应用。过去由于受地面排水设备的扬程、流量和凿井设备等因素的限制,地下疏干方式至目前为止,一直是我国地下开采矿床疏干中的主要方式。

4.5.1 地下疏干方式的适用条件及其优缺点

4.5.1.1 适用条件

地下疏干方式适用范围比较广泛,一般来说,它不受含水层的性质(松散或基岩含水层)、渗透性、富水性和埋藏深度等条件的限制,凡是要求疏干重力水的一切含水层均能采用。

当矿床的一侧为隔水层或弱含水层,另一侧为含水丰富的岩溶、裂隙含水层,采用地下开采的矿山,最适宜采用这种疏干方式。在下列条件下,应优先考虑采用地下疏干方式:

- (1)矿区主要含水层渗透性较差,不适于用降水孔进行疏干的矿山;
- (2)矿区存在渗透性较好的松散孔隙含水层,且地下水补给来源充沛,为了保证露天边坡的稳定,要求对其进行较彻底的截流时;
- (3)当矿山可采用平硐自流疏干时;
- (4)矿床疏干排水后,地面塌陷严重,采用地表降水孔疏干,塌陷难以处理,无法保障深井泵、潜水泵正常运转的矿山。

但是对于主要开拓工程布置在强含水层中、特别是排水工程必须布置在强含水层中的矿山,应与地表降水孔联合进行疏干,不宜单独采用地下疏干方式。

4.5.1.2 地下疏干的优缺点

1. 优点

- (1)适应性强。对不同的地质、水文地质条件均可应用,而且疏干强度大,疏干效果显著;
- (2)相对于深井泵、潜水泵而言,排水设备运转的可靠性较高;
- (3)在有利的地形、地质条件下,地下水可自流排出地表;
- (4)可利用井下水仓或其它巷道容纳一定量地下水,暂时停电可起缓冲作用,对疏干影响不大;
- (5)疏干或放水巷道往往能与开拓和采准巷道相结合,有利于节省疏干工程投资。

2. 缺点

- (1)所有的疏干工程都在井下施工,特别是布置在含水层中的疏干巷道施工困难,而且,即使是布置在隔水层中的放水巷道,施工时也受到地下水一定程度的潜在威胁,基建初期矿井及其它井巷工程的施工,也受到这种威胁,因此施工的劳动和安全条件较差;
- (2)有时需要施工很长的专用疏干巷道,施工期限较长、难度较大、基建投资较多,而且灵活性差;
- (3)矿井水容易受井下作业的污染,排供结合的条件较差。

4.5.2 疏干阶段的确定

4.5.2.1 主要疏干阶段的确定

在地下疏干方式中,往往下述两种作法都能达到预先疏干的目的:一种是由上而下,每个阶段都全面布置疏干工程,采取逐阶段疏干的作法;另一种是把主要疏干阶段设在开拓阶段的下部,待水位降低到一定程度后,再开拓上部其它阶段。这两种疏干都各具不同的优缺点。

1. 逐阶段疏干的优缺点

1) 优点

(1) 开拓和疏干程序基本由上而下,巷道和疏干工程施工时水压威胁较小,上部阶段疏干可为下部阶段施工时降低水压,施工的安全性较高;

(2) 可在各阶段同时施工,掘进工作面较多,有利于加快基建进度;

(3) 矿山基建疏干的初期,地下水直接由上部阶段排出地表,排水电费减少。

2) 缺点

(1) 每个阶段都要布置疏干工程并建立排水设施,基建工程量较大;

(2) 虽然基建施工时水压较小,但基建开拓的每个阶段都在一定的水压威胁下施工,因此在整个基建过程中,总的防水工程如超前钻、防水门等工程量较大。

2. 主要疏干阶段设于开拓阶段下部的优缺点

1) 优点

(1) 可使地下水位在开拓的初期就有较大的降低,从而可为上部阶段的施工创造安全条件;

(2) 可节省主要疏干阶段以上的疏干排水和防水工程量,基建投资减少。

2) 缺点

(1) 主要疏干阶段设于开拓阶段的下部,因此本阶段巷道和疏干工程在高水压条件下作业,施工的安全性较差;

(2) 在没有隔水层或弱含水层可供布置开拓工程的情况下,并筒下掘后,只能首先在主要疏干中段进行巷道施工,其它中段的开拓要待水位降低到一定程度后才能进行,因此在疏干效果产生之前,掘进工作面较少,与前者相比,不利于加快建设速度;

(3) 基建初期,地下水由下部阶段排出,涌水量较大、基建时间较长时,基建疏干排水电费将明显增高。

3. 疏干阶段确定时应注意的问题

在矿床疏干设计中,最佳疏干阶段的确定,主要取决于矿区水文地质条件、对矿山建设进度的要求和施工单位的施工经验等因素,应通过详细的技术、经济比较加以确定。一般情况下,当含水层位于矿床顶板,而含矿层及其底板为隔水或弱含水层时,因开拓巷道受含水层威胁较小,应当优先考虑采用将主要疏干阶段设于开拓阶段下部的作法。目前我国在矿床疏干中,已取得在高压地下水之下施工巷道和放水孔的成熟经验(例如水口山铅锌矿丛状放水孔施工时的最大水压力达 $36 \times 10^6 \text{Pa}$),水压在一定范围之内并不构成采用此种作法的障碍。

在决定将主要疏干阶段设于开拓阶段的下部时,还存在如何选择合适标高的问题。对

岩溶或裂隙不均质含水层,其标高一般应设于强含水带的底部或弱含水带的顶部。位置太低,采用丛状放水孔时其遇水率极低,难以达到预期疏干效果。

4.5.2.2 超阶段疏干与同阶段疏干

所谓“超阶段”,其含意是指疏干工程布置的标高低于被保护的采掘阶段;“同阶段”则是指两者位于同一阶段。

矿床预先疏干,要求在被保护的采掘范围内,不仅排除地下突然涌水的威胁,而且最好把地下水位降至采掘标高以下,以改善采掘作业条件,因此在矿床疏干中,原则上都要求超阶段疏干。多数金属、非金属矿山在采矿设计中,为了满足矿山投产初期对三级矿量的要求,设计的基建开拓一般都有数个阶段,而且大多数矿山在开拓的最低阶段不布置采准工程,因而都能在基建的巷道工程的基础上,满足超阶段疏干布置的需要。但是在个别情况下,如设计的开拓阶段数量只有1~2个的矿山,就可能存在同阶段疏干与超阶段疏干的选择问题。在这种情况下采用超阶段疏干,就必须在原采矿设计开拓阶段的基础上,往下再多开一个阶段,以专门布置疏干排水工程,从而将引起基建投资的加大。在这种情况下,通常应优先考虑同阶段疏干的可能性。只有在同阶段疏干无法满足采掘要求的情况下,才决定采用超阶段疏干。

下述情况采用同阶段疏干是可能的:

(1)含水层透水性极强,同阶段疏干后,形成的疏干降落曲线平缓,保护区范围内的残余水头极小,对采掘不构成威胁,而且矿坑涌水对采掘作业没有严重影响。

(2)同阶段疏干后,被保护范围残余水头高度以下的岩层渗透性较弱,不会出现突水威胁,且矿坑涌水对采掘作业无严重影响。

(3)采用多层次疏干工程布置的形式或减小疏干工程间距等其它疏干措施后,能使疏干效果达到采掘要求。

(4)对于间接底板含水层,当矿体以下隔水层具有一定厚度,可抵抗一定的水压时,亦有可能采用同阶段疏干。

4.5.3 巷道疏干法

巷道疏干是利用巷道直接揭露含水层,以达到降低水位、保证采掘要求的疏干方法。在我国金属、化工矿山很少单独采用这种疏干方法,而经常与地下疏干方式中其它疏干方式配合使用。

4.5.3.1 疏干巷道的类型及其适用条件

疏干巷道的类型及其适用条件如下:

(1)疏干巷道完全布置在含水层中。这类疏干巷道适用于岩溶和裂隙含水层的疏干,在我国金属、化工矿山一般只使用于含水性较弱、涌水量不大的含水层或岩溶含水层的弱含水带。在强岩溶含水层中,考虑到施工的难度大、安全性差,只在下列特殊条件下才考虑采用:

矿区不具备合适的水文地质条件,矿床顶、底板无隔水层或弱含水层可供利用时;
矿体顶、底板隔水层或弱含水层工程地质条件很差时;
可采用平硐自流疏干时。

这类疏干巷道施工于强含水层时,一般不用再施工其它疏水孔。但布置于弱含水层或岩溶含水层弱含水带时,为了强化其疏干效果,有时还需施工丛状放水孔或直通式放水孔。

(2)疏干巷道布置在含水层与隔水层界面上。此类型疏干巷道亦称嵌入式疏干巷道,见图3-4-33,一般只适用于底板近于水平的松散孔隙含水层。

此类疏干巷道施工难度很大、造价很高,只有在矿区存在渗透性较强的砂砾含水层,其补给来源充沛,对露天矿边坡稳定性影响较大的情况下,要求对其进行较彻底的疏干截流时,才可能采用。

4.5.3.2 疏干巷道的布置原则

疏干巷道的布置,应在满足采掘对疏干降落曲线要求的前提下,根据矿区地质、水文地质、工程地质条件,被疏干保护地段的范围等因素综合考虑。一般情况下应遵循以下原则:

(1)疏干巷道的走向,一般应垂直矿坑地下水的进水方向,或垂直地下水主要径流带的方向。

(2)应充分利用有利的地形条件,使含水层全部或某一标高以上的地下水能自流排到地表。

(3)疏干巷道的布置应当与开拓、采准巷道紧密地结合,在满足矿床疏干的要求前提下,尽可能利用采矿巷道。例如地下开采的矿山,有时可利用各阶段的脉外运输巷道和采准巷道作为疏干或放水巷道;对于采用地下疏干方式的露天矿,其专用的疏干巷道除要满足矿床疏干排水的要求外,还应考虑露天生产后期转为地下开采时,疏干巷道能为地下采矿工程所利用。

(4)疏干巷道应尽可能延长其服务年限。地下开采的矿床,应尽量利用有利的地质、水文地质条件,使巷道能在较长的时期内,甚至能在整个矿山生产期间截住某一层位的地下水而不使其逐阶段下降。这样的截水巷道应布置在采矿错动带以外;露天开采时,主要起截流作用的疏干巷道(如嵌入式疏干巷道),一般应布置在露天最终境界以外,愈靠近露天境界,疏干效果愈好,但必须注意避免因疏干巷道涌水、涌泥而对露天边坡和地面设施带来的不良影响。

(5)布置嵌入式疏干巷道时,在垂直巷道走向的剖面上,应将巷道布置在松散含水层较低的部位上,如图3-4-34。当松散含水层沿巷道走向有较大起伏时,可考虑开凿分段

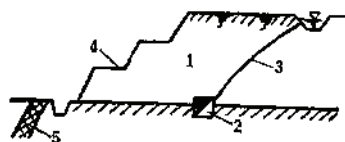


图3-4-33 嵌入式疏干巷道示意图
1—含水层; 2—嵌入式疏干巷道; 3—降落曲线;
4—采矿场; 5—矿体

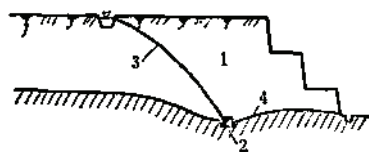


图3-4-34 嵌入式疏干巷道横剖面示意图
1—砂砾含水层; 2—嵌入式疏干巷道;
3—降落曲线; 4—含水层底板起伏线

的嵌入式疏干巷道, 但为了集中排水, 应将分段巷道贯通起来, 见图 3-4-35。

4.5.3.3 浅部截流巷道

浅部截流是在某种特定的地质、水文地质条件下使用的一种特殊疏干形式。利用这种特定条件, 有时再辅以注浆堵水措施, 它能使上部含水层或强含水带中的地下水, 在矿床开采的整个期限内, 都由上部中段排出, 而不随开采阶段的延深而下降。

1. 浅部截流的优越性

(1) 由于地下水由上部阶段排出, 它能减少排水扬程, 节约排水电费, 降低矿山生产成本。矿井浅部涌水量越大, 其经济效益越显著。

(2) 可减少截流阶段以下各阶段大量的疏干排水工程及排水设备费用, 因而能减少矿山基建投资, 加快基建速度。

(3) 能一次性地消除上部含水层对采矿的威胁。如图 3-4-36 所示某矿的水文地质剖面, 矿床赋存于次要含水层中, 矿床上方覆盖着主要含水层, 两含水层间分布着稳定的隔水层。该矿将截流巷道布置在主要含水层底部, 一次性地消除了该含水层对采矿的威胁。若不采用截流, 而使用对两个含水层统一疏干的方法, 则在每个阶段都需要两含水层的地下水位逐阶段地降低, 这在技术上虽也能满足采矿对疏干的要求, 但却导致了对上部主要含水层地下水的多次处理, 尤其是当主要含水层为流砂层时, 更会大大增加疏干的复杂性。

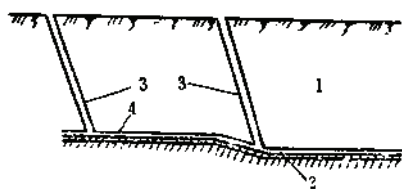


图 3-4-35 嵌入式疏干巷道纵剖面示意图
1—砂砾含水层; 2—嵌入式疏干巷道; 3—施工
竖井; 4—含水层底板起伏线

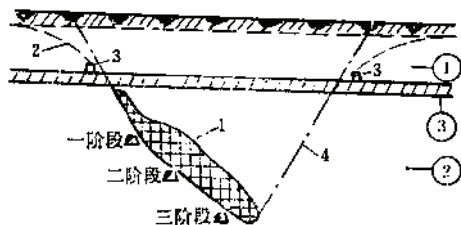


图 3-4-36 适于浅部截流的某矿剖面示意图
①—主要含水层; ②—次要含水层; ③—隔水层
1—矿体; 2—截流后的动水位; 3—截流巷道;
4—采矿错动界线

(4) 对上部易疏干、下部难疏干的含水层, 可保证对整个含水层的顺利疏干。我国南方厚大岩溶含水层, 多具上部岩溶裂隙发育、含水性强, 下部岩溶裂隙不发育、含水性弱的特点。对这类含水层, 若采用逐阶段疏干方式, 当开采阶段延深至强含水带以下时, 就很难将强含水带的地下水顺利地地下放, 一旦采矿崩落触及强含水带导水部位时, 则可能发生突水事故。在这种矿山, 若具备截流条件, 就能做到既可顺利疏干强含水带, 又可防止地下水突然涌入下部阶段。

(5) 当地下水含泥砂时, 可简化矿井排水的泥砂处理工序。地下水含泥砂会使矿床疏干排水大大复杂化, 泥砂可能使放水孔堵塞, 给含水层疏干带来困难; 泥砂会淤塞巷道, 给矿井增加繁重的清理工作; 泥砂还可能随水流进入水仓, 淤塞吸水井、磨损水泵构件,

使排水系统不能正常工作等等。若采用浅部截流,则可在截流巷道所在阶段作一次性处理。而逐阶段疏干,则在每个阶段都要遇到上述泥砂处理的困难。

(6)截流巷道一般都布置于矿体分布范围以外,可为矿山长期服务,并可避免地下水受采矿作业的污染,便于地下水的排、供结合。

2. 浅部截流适用的地质、水文地质条件

对于岩溶含水层的浅部截流,其使用条件是很严格的,矿山设计中在考虑这一问题时,必须十分谨慎。否则,不但起不到预期的截流效果,反而可能因截流失效而使大量地下水突然下泄到截流阶段以下,给整个矿井排水布局带来十分被动的局面,甚至造成淹井停产事故。特别是对于那些截流标高以下各阶段的水仓、水泵房、变电所、排水设备和管路等,按截流后的流量设计的矿山,所带来的影响将更为严重。

适于浅部截流的地质、水文地质条件如下:

(1)上、下两含水层被稳定的隔水层隔开,两者间没有水力联系(图3-4-36),或上部含水层之下为隔水层(图3-4-37和图3-4-38)。如抚顺西露天煤矿、平庄西露天煤矿和阜新海州露天煤矿采用的嵌入式疏干巷道,都具备这种条件。

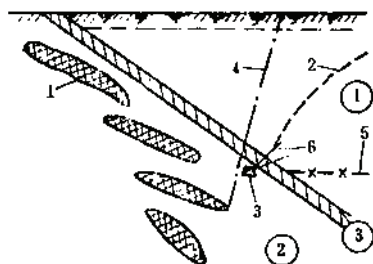


图3-4-37 适于截流的水文地质剖面示意图之一

①—主要含水层; ②—次要含水层; ③—隔水层
1—矿体; 2—截流后的动水位; 3—截流巷道;
4—采矿前动水位; 5—主要含水层强、弱分界线; 6—丛状放水孔

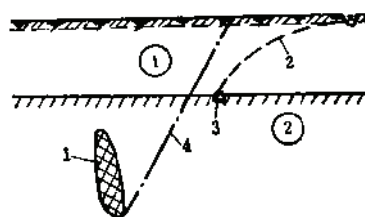


图3-4-38 适于截流的水文地质剖面示意图之二

①—主要含水层; ②—隔水层
1—矿体; 2—截流后的动水位; 3—截流巷道;
4—采矿前动水位

(2)同一含水层由于构造变动或火成岩侵入活动的结果,使含水层在某一标高之下,在矿床上下或内外之间不发生水力联系(图3-4-39)。如凡口铅锌矿-40m阶段南截流巷即属于此种截流形式。

(3)对含水性上强下弱的同一岩溶含水层,在弱含水层中布置截流巷道时,一定要具有可靠的基础资料并经慎重研究确定。因为考虑到岩溶含水层含水性虽然上强下弱,相差悬殊,但强、弱含水带之间并不存在隔水层,它们仍然是一个统一的含水层。下部弱含水带中某些局部导水岩溶裂隙,仍有可能将上部强含水带的动水流量导引下来,使截流失效。

如凡口铅锌矿0m阶段北部截流巷,就是这种截流形式成功的实例(目前尚未发生问题),但泗顶铅锌矿和香花岭锡矿两矿截流平硐以下,目前都已发现存在导水岩溶和裂隙。其中泗顶矿还在截流平硐标高以下发生过突水淹井事故,迫使该矿采用补充堵水措

施,以充填、固结这些导水岩溶和裂隙(图3-4-40)。



图3-4-39 适于截流的水文地质剖面示意图之三

①—主要含水层; ②—隔水层
1—矿体; 2—截流后的动水位; 3—截流巷道;
4—采矿错动界线; 5—丛状放水孔

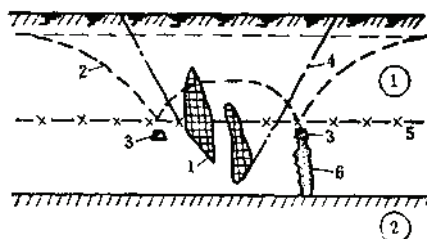


图3-4-40 某矿截流的水文地质剖面示意图

①—主要含水层; ②—隔水层
1—矿体; 2—截流后的动水位; 3—截流巷道;
4—采矿错动界线; 5—主要含水层的强、弱分界线; 6—注浆结石

3. 截流工程布置应注意的几个问题

(1) 地下开采的矿山,截流工程应布置在采矿错动带以外;露天开采时,一般应布置在最终境界以外。否则截流工程将遭到破坏,进而使截流失效。

(2) 截流巷道的走向应垂直于矿坑地下水进水方向或地下水主要径流带方向,以提高工程的截流效果。

(3) 截流巷道一般多布置在含水层中,如图3-4-36、图3-4-38。但在具备合适条件时,应优先考虑布置在工程地质条件较好的隔水或弱含水层中,如图3-4-37所示。待截流巷道施工后,再施工放水孔,这样可增加截流巷道施工的安全性,加快施工进度。

(4) 在含水性上强下弱的岩溶含水层中,截流巷应布置在强含水带底部或略低于底部的位置,其目的是为了加强其截流效果。可采用自流平硐截流的矿山,因受地形条件的限制,在确定平硐出口标高时,则只能尽量利用这一条件。

(5) 截流巷道一般长度较大,服务年限长,在整个服务期间内,要经常进入观测地下水动态,同时要不断维持巷道良好的疏干状态,故对巷道宜作永久性支护。截流巷道建成后,虽然水沟作用并不很大,但为了在巷道施工过程中遇到较大水量时仍能顺利地开掘到设计最终位置,设计足够的水沟断面仍是必要的。

(6) 在裸露型岩溶矿区,特别是附近存在地表水又具塌陷威胁的岩溶矿区,暴雨通过地表岩溶或塌陷涌入坑内,对截流平硐的涌水量影响极大。平硐断面应考虑按一定频率暴雨产生的最大流量设计,以免影响采矿的正常进行。

(7) 截流巷道布置于岩溶等含水性不均一的含水层中时,为确保施工安全,需要进行超前探水,并应在巷道穿越含水层之前,于适当位置安设防水闸门。

4.5.3.4 疏干巷道的断面和坡度的确定

1. 疏干巷道断面

疏干巷道的断面尺寸没有特殊要求,一般以能保证正常施工所要求的最小经济断面为准。对于受降雨强烈补给的裸露型岩溶矿区,设计的自流疏干平硐断面尺寸,应能满足一定降雨频率条件下最大涌水量输水的要求。

2. 疏干巷道坡度和水沟

专用疏干巷道的坡度和水沟,可按下述情况分别对待:

(1) 嵌入式疏干巷道的坡度,原则上应与隔水层坡度一致。

(2) 露天开采时的专用疏干巷道和地下开采时较长的专用疏干巷道,其坡度可根据涌水量大小、水中泥砂颗粒大小和含量等因素确定。一般坡度为3~5%,当涌水量或泥砂量很大时,可大于5%,但应以不妨碍巷道的正常施工为原则。

(3) 从疏干的角度出发,专用的疏干巷道不要求开挖水沟。但是,施工时涌水量很大的疏干巷道,必须根据涌水量的大小设计有足够断面的水沟,否则无法保证疏干巷道的正常施工。我国煤矿嵌入式疏干巷道的断面常设计成马蹄形,一方面可加强支护强度,另一方面可利用巷道底板凹面作水沟使用。

(4) 地下开采时,对有大量地下水流经的其它巷道,可按采矿要求的坡度设计。经常承担行人、运输任务的巷道,特别是主要运输巷道以及其它可能因积水、淤泥影响施工和生产的巷道,应根据涌水量大小,设计足够大的水沟断面。施工时应特别注意保持巷道底板坡度及水沟断面大小的一致。在经济合理的情况下,为避免疏干巷道流出的地下水造成其它巷道积水而影响施工和生产,对于涌水量很大、服务年限长的专用疏干巷道,最好不通过主要的阶段运输巷道,而使其直接与水仓贯通。

4.5.3.5 疏干巷道的支护和滤水要求

开凿在松散砂砾含水层中的嵌入式疏干巷道,为了保证巷道稳定,一般要求混凝土全断面整体支护。个别条件下,也可采用混凝土支架密集支护。采用混凝土支护的疏干巷道,可参见图3-4-41。

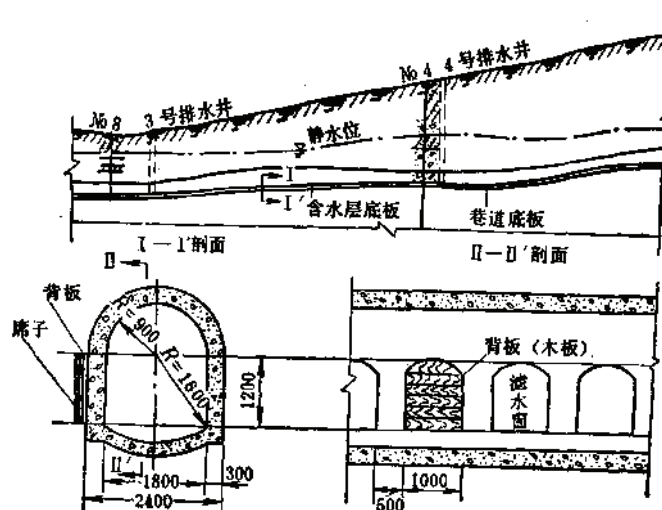


图3-4-41 阜新海州露天煤矿嵌入式疏干巷道图

这类疏干巷道在浇注混凝土时,应在巷道两侧预留滤水装置(滤水窗)。阜新海州露天煤矿嵌入式疏干巷道滤水窗布置形式见图3-4-41。平庄西露天煤矿和海州西露天煤矿嵌入式疏干巷道的具体情况见表3-4-57。

嵌入式疏干巷道布置形式实例表

表3-4-57

矿山名称	巷道与露天境界距离(m)	巷道长度(m)	巷道断面		巷道坡度(‰)	支护类型	滤水装置		
			形状	面积(m ²)			滤水形式	尺寸(mm)	间距(m)
平庄西露天煤矿	境界外50	1400	马蹄形	6	3~10	混凝土	滤水窗	100×100	1~2
海州西露天煤矿	境界外150~350	4086	" "	约6		混凝土	滤水窗	1200×1000	0.5

完全开凿于含水层中的疏干巷道的支护,除应考虑巷道稳定的一般因素之外,施工中还应特别注意以下问题:

(1)一般情况下,此类巷道掘进时,其顶板或底板水压都较高,当巷道揭露的岩层破碎、软弱、结构面发育,在水压作用下有片帮、冒落、底鼓可能的地段,必须采用短掘、短砌和混凝土、钢筋混凝土快速支护的方法,以免水压突破巷道酿成水害事故。

(2)在有泥砂涌出潜在危害的矿山,当巷道直接揭露溶洞和足以引起突泥的较宽裂隙后,也应立即采取上述稳妥的支护措施,以免巷道继续掘进时,巷道后方突然大量涌泥而封闭掌子面工作人员的退路。

(3)对于长期为矿床疏干服务的疏干巷道,宜采取永久性支护,保持巷道良好的疏干状态,以满足巷道维护和观测地下水动态出入人员的要求。

(4)在用混凝土浇灌或砌护巷道时,对于巷道揭露的涌水点,应埋设孔口管闸阀或采用锚杆混凝土墩(墙)措施来固定孔口管闸阀,以便在适当时期有控制地打开闸阀放水疏干。

4.5.4 丛状放水孔疏干法

丛状放水孔是地下疏干方式中应用最广泛的疏干方法,特别在我国金属和化工矿山,使用最为普遍。它是在放水硐室或直接在巷道中施工的一种在水平和垂直方向呈一定角度的放水孔。一般在一个硐室或一个放水“点”施工数个钻孔,呈丛状(或扇形)分布。放水硐室一般都布置在隔水层或弱含水层中的放水巷道或借用的开拓、采准巷道中。

4.5.4.1 丛状放水孔的适用条件

这种疏干方法在矿床一侧为隔水层或弱含水层,另一侧为强含水层(特别是矿床顶板含水层)时最为适用。由于坍孔和泥砂涌出问题难以解决,因此不适用于松散孔隙含水层。丛状放水孔普遍用于地下开采矿山的疏干,同时也用于露天开采矿山的疏干。这种放水孔及其附属的放水硐室、放水巷道等工程一般都在隔水层或弱含水层中施工,因此其施工的劳动和安全条件比疏干巷道好。

4.5.4.2 丛状放水孔的结构

1. 丛状放水孔结构类型

1) 不带孔口管装置的放水孔结构

放水孔口不安设孔口管装置。在放水硐室或巷道掘进工作面，用同一种口径一直钻进到涌水点为止。

2) 带有孔口管装置的放水孔结构

放水孔口安设孔口管，孔口管有两种形式。

(1) 固定式孔口管

固定式孔口管的结构见图 3-4-42。首先以较大口径在不含水岩石钻进一定深度后，在孔内下入焊有活动筋条（筋条为 $\phi 8 \sim 10\text{mm}$ 的钢筋，将一端焊死在孔口管周壁上，周边数根）的孔口管，装设水闸阀，并在孔内注入水泥浆，再以较小口径继续在原孔内钻进，至涌水为止。孔口管上装有压力表，以测量水压。

固定式孔口管能长期使用，但安设后不能拆除和重复使用，而且在钻孔涌水的条件下无法安装。

(2) 活动式孔口管

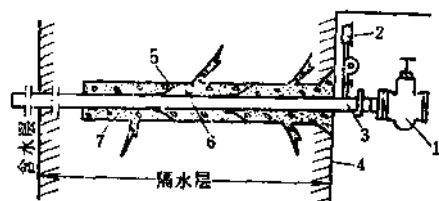


图 3-4-42 固定式孔口管结构示意图

- 1—闸阀；2—压力表；3—孔口管；
4—放水孔硐室工作面；5—活动筋条；
6—钢管；7—水泥结石

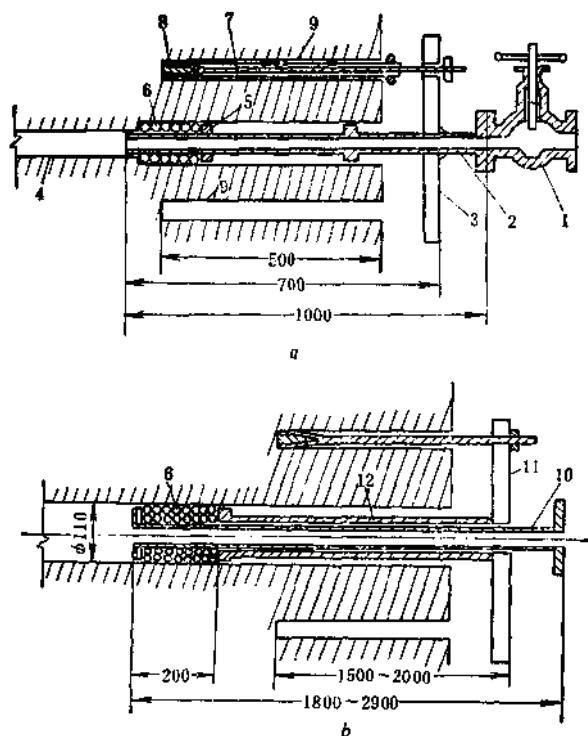


图 3-4-43 活动式孔口管结构

a—压入式活动孔口管 b—松套式活动孔口管

- 1—闸阀；2—孔口管；3—管耳；4—钻孔；5—压圈；6—相抄盘漫；7—活动销杆套；
8—销杆楔心；9—销杆眼；10—内管；11—外管耳；12—外管

活动式孔口管有压入式和松套式两种,其结构见图3-4-43a及3-4-43b。

这种孔口管的优点是省去了注浆过程,安装迅速,对钻进结束时仍不涌水的报废孔,孔口装置可以卸下重复使用,而且可以在钻孔涌水的条件下进行安装。其缺点是长期使用时,止水胶圈会变质老化,套管亦会锈蚀穿漏。只能用于使用期限较短的放水孔或超前放水孔。

在钻孔涌水的情况下,活动式孔口管安装步骤如下:

- (1)把闸阀、孔口管和止水胶圈事先装好;
- (2)上好孔口锚杆;
- (3)用一根钻杆从孔口管穿过,并将一端插入孔内;
- (4)抬起钻杆,通过钻杆扶正,把孔口管插入孔内(此时闸阀应全部打开);
- (5)上好锚杆,紧固螺丝,压缩止水胶圈,取出钻杆即安装完毕。

3)带有孔口管装置的放水孔结构的优缺点

带有孔口管装置的放水孔结构的优点:

- (1)在坑下正式排水系统建立前,可提前施工放水孔;
- (2)在矿井排水系统发生故障,或矿井涌水量突然增大、超出排水设备能力等紧急情况下,可暂时关闭放水闸阀以控制水量;
- (3)当放水孔涌泥砂严重、影响井下作业时,可以关闭;
- (4)孔口管上安设压力表,有利于地下水动态长期观测(关闭放水闸阀才能测压);
- (5)涌水量较大的放水巷道,可边施工放水孔(涌水后暂时关闭),边掘进巷道,能减轻涌水对巷道施工的影响。

带有孔口管装置的放水孔结构的缺点:

- (1)消耗钢材、水泥、放水孔成本较高;
- (2)施工技术较复杂,孔口管固定要延误钻进时间。

因此,在确定放水孔结构时,若无上述特殊要求,应尽量采用不带孔口管装置的结构。

2. 丛状放水孔的口径和长度

丛状放水孔的口径,开孔一般为110~150mm,终孔一般为76~130mm。当水压大于 $40 \times 10^5 \text{ Pa}$ 时,口径宜减小,建议采用开孔76mm、终孔42或56mm。

放水孔的长度,在实际工程中一般为30~50~80m,施工时要求揭露含水层至涌水为止。在上述长度内若未遇涌水点,可适当延长孔深,或改变钻孔位置和角度重钻新孔。

4.5.4.3 丛状放水孔的放水硐室

为避免放水孔的施工与巷道掘进相互干扰,放水孔宜在放水硐室中施工,硐室应设在巷道的一侧。利用采准和开拓巷道布置的硐室,可位于巷道的终端或两侧。

放水硐室距含水层的安全距离,视隔水层的稳固性、水压大小和含水层界线控制的准确程度来确定。隔水层稳定、岩层坚固、界线较准确时,可根据压力大小,采用15~30m为安全距离。

放水硐室的尺寸,主要依据采用钻进设备的施工要求确定。其尺寸可参考表3-4-58选取。

放水硐室一般规格表

表 3-4-58

放水孔施工垂 直方向角度	孔径 (mm)	孔 (开孔/终孔) (mm)	使用钻机型号	放水硐室规格	
				长×宽×高 (m)	工程量 (m ³)
仰角 $0^{\circ} \sim 30^{\circ}$	10~60	130/80	YQ-100	3×2.5×2.5	18.75
	60~80	130/75	KD-100, XJ-100	5×2.5×2.5	31.25
	80~120	130/75	红旗150, KA-2M-300 (改装)	5×3×3	45
	120~150	130/75	KA-M-300 (改装)	5×3×3	45
俯角 $0^{\circ} \sim 45^{\circ}$	60~80	130/75	KD-100, XJ-100	5×2.8×2.5	35
	80~150	130/75	KA-2M-300 (改装)	5×3×3	45

放水硐室揭露的岩石破碎、松散不稳定，特别是硐室前方或顶部隔水岩石较薄，附近有溶洞和大型裂隙的情况下，应立即采取混凝土或钢筋混凝土妥善支护（支护时待施工的放水孔位置预留孔眼），以免在水压作用下冲溃岩壁。

4.5.4.4 丛状放水孔的布置

布置放水硐室时，应当尽量利用各阶段的开拓和采准巷道，只有在利用这些巷道之后仍不能满足疏干要求时，才布置专用的放水或疏干巷道，如图 3-4-44。

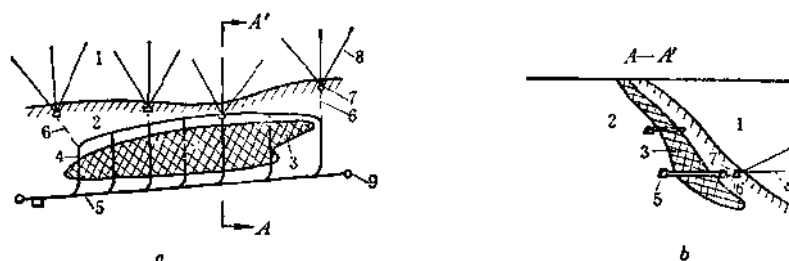


图 3-4-44 疏干工程布置示意图

a—中段平面图 b—剖面示意图

1—含水层；2—隔水层；3—矿体；4—穿脉；5—运输巷道；6—放水巷道；7—放水硐室；
8—丛状放水孔；9—竖井

一个放水硐室中一般施工 3~5 个放水孔，呈丛状或扇状布置。设计放水孔方位角、仰角、倾角及长度时，要根据水文地质条件，并充分利用已有的水文地质剖面及其它钻孔资料，尽可能将放水孔打在剖面上已标明的岩溶、裂隙、漏水点或涌水点及其附近位置上，以便放水孔获得较好的疏干效果。

4.5.4.5 丛状放水孔的施工机械

根据丛状放水孔的口径和长度要求，一般选用 100m 型坑内钻机施工。在矿床疏干实践中，我国很多矿山曾将旧式的 KA-2M-300 型钻机加以改装，用于施工放水孔，取得了很好的钻进效果。在石灰岩等中等硬度岩石钻进放水孔，一般回转钻机均能满足施工要求，但在坚硬的火成岩及其它硬岩层中钻进效率很低，如凡口铅锌矿在下石炭统石英质砂

岩中钻进时,台班进尺仅0.3m左右。此时最好使用YQ—100型潜孔冲击钻机(但钻进深度只能达到50~60m),或者象水口山铅锌矿等其它矿山那样,将钻孔仰角改为俯角,俯角 $10^{\circ}\sim 45^{\circ}$ 的斜孔可用带有反螺旋槽的钢粒钻头钻进,或者采用新型的金刚石钻机。

我国部分矿山丛状放水孔的施工情况见表3-4-59。

部分矿山丛状放水孔施工情况表

表3-4-59

矿山名称	每嗣室孔数(个)	钻孔口径(mm)	钻孔长度(m)	钻孔垂向角度($^{\circ}$)	钻孔施工最大水压(Pa)	钻机型号	台班进尺(m)
凡口铅锌矿	3~5	开孔130~150 终孔75~110	一般50~80 最长102 平均长54	仰角, 一般小于 10°	$(12\sim 15)\times 10^5$	KA-2M-300(改装)、YQ-100、红旗150等	一般8,回转钻机最高30,冲击钻机最高24,(石灰岩)
水口山铅锌矿	3~4	开孔150 终孔75~91	最长150 平均95	俯角, 一般 $10^{\circ}\sim 35^{\circ}$	36×10^5	KA-2M-300(改装)	
金岭铁山铁矿	3~7	>75	30~40~70 最长约90 平均长约60	仰角 $1^{\circ}\sim 25^{\circ}$	9×10^5	KA-2M-300(改装)	一般10,最高25.5
叶花香铜矿	4~5	开孔150 终孔91~110	18~66	俯角 $20^{\circ}\sim 22^{\circ}$	18×10^5	YQ-100、BX-300 KA-2M-300(改装)	5~8(石灰岩)
湘潭锰矿红旗井		开孔130 终孔75	40~100	仰角 5° 左右	$(3\sim 4)\times 10^5$	KA-2M-300(改装)	
黄台铁矿果园矿井	5	开孔127 终孔89	平均70			KD-100	
莱芜铁矿叶庄矿井	3~5	开孔130 终孔75			20×10^5	KA-2M-300(改装) 及500m钻机(改装)	

4.5.4.6 丛状放水孔施工安全注意事项

放水孔施工时,除必须遵守一般钻探安全规程外,还必须注意下列安全事项:

- (1)放水孔施工时严禁使用手把式给进设备;
- (2)钻机安装要稳固,机台地梁安装除需顶帮之外,其前车还需加立顶柱,以防钻机翻转;
- (3)使用顶柱支承的钻探设备施工时,要尽量使用较小口径钻进。预计水压大于 $20\times 10^5\text{Pa}$ 时,须在支柱顶底板掏窝或安装角桩、锚杆加固;
- (4)钻进接近涌水点时,要尽量采用肋骨钻头;
- (5)钻进施工时,钻探后方严禁站人或安排其它作业;
- (6)钻孔涌水取出钻具时,要严格控制退杆速度,严禁松卡放杆;
- (7)要根据水压和钻孔口径大小,考虑是否使用孔口安全卡和防喷接头,在水压大于 $40\times 10^5\text{Pa}$ 时,孔口管外应安装分流管及消能器。

4.5.5 直通式放水孔疏干法

直通式放水孔是由地表施工、在垂直方向上穿过含水层，直接与井下放水管或放水硐室相贯通，将疏干层的地下水经放水孔泄入井下，再由井下排水系统排出地表的一种疏干方法。

4.5.5.1 直通式放水孔的适用条件

直通式放水孔既适用于岩溶、裂隙基岩含水层的疏干，又适用于松散孔隙含水层的疏干。但在含水层的下部一般应有稳固的隔水层或弱含水层，这样才能在这种隔水层或弱含水层中，开凿与直通式放水孔相贯通的放水巷道或放水硐室。

与地表降水孔相比，直通式放水孔的优点在于它不受含水层渗透性、富水性的限制，对单个井孔而言，它不会因涌水量太小无法保证深井泵或潜水泵的连续运转，因而不影响对含水层正常、顺利的疏干，也不会因涌水量太大而妨碍该处水位的有效降低。

与丛状放水孔相比，直通式放水孔的优缺点如下：

1. 优点

(1) 直通式放水孔能克服丛状放水孔对松散孔隙含水层疏干的困难；

(2) 岩溶和裂隙含水层，其含水性往往由上而下逐渐减弱，当疏干阶段标高较低，且位于强含水带的底部或弱含水带中时，丛状放水孔涌水的有效概率将明显下降。而直通式放水孔由于是从上至下穿过含水层一直与井下放水管贯通，因此，就单个工程而言，其疏干效果优于丛状放水孔；

(3) 直通式放水孔中可以设置过滤器，从而能防止或降低涌水中的泥砂含量。

(4) 直通式放水孔在地表施工，安全性和劳动条件好。

2. 缺点

(1) 施工技术比丛状放水孔复杂，钻孔工程量相对较大，钻探成本也较高；

(2) 当含水层埋藏深度较大，井下放水管位置较低时，直通式放水孔与巷道贯通比较困难，因此受疏干深度的限制；

(3) 直通式放水孔施工的灵活性较差，在每个放水硐室中只能施工一个放水孔，丛状放水孔可以在一个放水硐室中施工多个放水孔，揭露含水层的空间较大，施工的灵活性较好；

(4) 直通式放水孔只适用于对顶板含水层的疏干，而且当含水层与隔水层界线较陡时，其使用就会受到限制，而丛状放水孔则不受此条件限制。

在一个矿区，直通式放水孔可单独使用，也可与丛状放水孔或降水孔（初期为降水孔，后期改为直通式放水孔）联合使用。

4.5.5.2 直通式放水孔的结构

1. 直通式放水孔的结构类型

1) 不带孔口管装置的放水孔结构

在放水孔的末端不安设孔口管和闸阀。当含水层底板隔水或弱含水岩石坚硬稳固，不致因放水长期冲刷而影响井下放水管或放水巷道的稳定性而又不需控制放水孔的流量时采用。

2) 带有孔口管装置的放水孔结构

在孔末端装有孔口管和闸阀或在孔中装设止水球阀(地表操作)。当含水层底板隔水层或弱含水层不稳固,可能因放水长期冲蚀而影响井下放水管的稳固性,或者有必要控制放水孔流量时采用。

为了安装孔口管和闸阀,放水孔穿过含水层后应当换径,以便在这个位置上安设止水承座装置。它一方面可阻止高压地下水从套管与孔壁之间冲刷破坏硐室顶板岩石,另一方面可使过滤器和同径套管稳固地座落在换径处。

为保护放水孔不因杂物掉入影响其正常工作,在地表孔口应设孔盖。

直通式放水孔结构可参见图 3-4-45。

当先期采用降水孔疏干,后期利用降水孔改为直通式放水孔疏干时,在降水孔结构设计中,应使降水孔结构适应于今后改为直通式放水孔的要求。

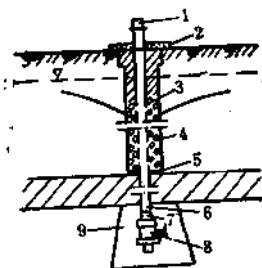


图 3-4-45 有孔口管装置的直通式放水孔结构

1—孔盖；2—孔基础；3—充填砾；4—滤水管；5—牛皮铁圈（止水承座）；6—孔口管；7—接头；8—放水闸阀；9—放水硐室

2. 直通式放水孔的过滤器

当直通式放水孔穿过松散孔隙含水层时,必须下入缠丝或包网过滤器,必要时采用填砾过滤器,过滤器选择和设计的原则与地表降水孔基本相同。

当直通式放水孔穿过基岩含水层时,若孔内岩层不稳固,应下入井壁套管和穿孔式过滤器护壁(动水位以上用井壁管,动水位以下用过滤器);若孔内岩层很稳固、无坍塌之虑时,可不用护壁;若孔内可能涌泥砂时,则应在孔内下入缠丝、包网或填砾过滤器。

3. 直通式放水孔的止水要求

凡带孔口管装置的直通式放水孔以及不带孔口管装置、但穿过松散含水层的直通式放水孔,均必须在含水层底部位置止水。

止水一般是在直通式放水孔与巷道贯通后才进行的,因此不能采用水泥止水,考虑到其服务年限较长,采用胶圈和牛皮止水较为合适。如凡口铅锌矿采用牛皮止水,使用近20年,效果一直很好。

4. 直通式放水孔的孔径和长度

1) 直通式放水孔的孔径

在松散孔隙含水层中的直通式放水孔,由于需要下入填砾过滤器,因此其口径要求较大,具体尺寸主要决定于涌水量大小和填砾厚度(填砾厚度要求同地表降水孔)。在基岩含水层中,直通式放水孔一般只下穿孔式过滤器,因此口径较小,当涌水量较大、没有取得施工成熟经验以前,口径不宜设计过大,以免造成事故。

2) 直通式放水孔的长度

由于受施工技术水平的限制不宜太长。我国矿山实际采用的长度为50~150m。

4.5.5.3 直通式放水孔的放水硐室

为了不妨碍巷道的掘进、运输和行人,直通式放水孔最好与设在巷道旁侧的放水硐室相贯通。硐室的规格主要决定于直通式放水孔的深度和钻探技术水平。一般情况下,钻孔

深度为100~200m时,硐室横断面为边长4m的正方形即可满足要求;当深度小于100m或大于200m时,可适当减小或加大尺寸。为了提高直通式钻孔与硐室贯通的可靠性,宜先开凿放水硐室,测得硐室中心实际座标后,再施工直通式放水孔。

当孔深很大时,常常采用先施工直通式放水孔的方法,然后再用巷道找放水孔位置与其相通。

直通式放水孔所在放水硐室的支护要求,与丛状放水孔的放水硐室相同。

4.5.5.4 直通式放水孔的布置

直通式放水孔的布置包括放水孔的孔位布置以及与其相贯通的放水巷道系统的布置。当矿床疏干采用单一的直通式放水孔时,其布置形式的选取、钻孔间距的确定等,原则上与地表降水孔相同。为了开掘与其相贯通的放水巷道和硐室,还必须同时遵循疏干巷道的布置原则,当直通式放水孔在矿床疏干中只起丛状放水孔的配合作用时,其布置则不受上述原则的限制。

4.5.6 降压孔疏干法

降压孔是在放水硐室或放水巷道中施工、垂直向下的降低底板水压的疏干钻孔。

4.5.6.1 降压孔的适用条件

当矿区地层水平或缓倾斜,在矿体下方存在间接底板承压含水层,其承压水头值较大,对采、掘具有威胁时,宜用降压孔对其降压和疏干。这种疏干方法在煤炭等沉积矿床中使用较多,金属、化工矿山因水文地质条件的限制很少采用。

4.5.6.2 降压孔的结构和布置

1. 降压孔的结构

降压孔的结构一般与丛状放水孔基本相同。其差别是孔口一般均须装设孔口管闸阀,以控制降低后的水头,使其保持在设计所预定的高度,避免降压过多增大矿井涌水量。为了防止高压水喷射硐室或巷道顶板,还必须在闸阀外接装三通管。

不安装抽水设备的降压孔,钻进深度一般可至涌水点为止。

有时为了减少降压孔施工的数量,增大降压孔的间距,也可在降压孔中待水位降低到一定程度后安设深井泵或沿水泵,此时,其结构要求与地表降水孔相同。

2. 降压孔的布置

当间接底板承压含水层水压较高,矿体底板隔水层厚度较薄,不降低水压就可能发生突然涌水或底鼓,无法保障采掘安全时,应布置降压孔。当矿床底板隔水层厚度较大,足以抵抗间接底板承压含水层的水压,仅在隔水层厚度较薄或隔水层被构造破坏而不能保障安全生产的局部地段需布置降压孔。

降压孔的布置形式基本上与降水孔相同,由于其布置在巷道中,因此在布置降压孔时,应与开拓和采准巷道紧密结合,只有在充分利用这些巷道后仍不能满足降压要求时,才布置专用的巷道。

降压孔的间距主要通过水文地质计算确定。

水压降低值或安全水头值,决定于隔水岩石性质及其强度、隔水层厚度、隔水层的稳定程度及其是否被构造破坏和采掘空间的跨度等因素,目前尚无完善可靠的方法确定。设

计时可参考类似矿山的疏干经验,结合设计矿山具体的水文地质、工程地质条件来确定。还可通过岩石力学计算,加以校核。具体计算方法详见本篇第九章。

为了粗略估算露天采矿场底板能承受多大的安全水头值,可采用如下的近似方法:当露天坑底揭露的隔水层顶板面积较大时,考虑到隔水岩石的内摩擦力和粘聚力相对于其质量而言,可忽略不计,在没有导水构造破坏的情况下,安全水头值 H_p (从隔水层底板算起)应小于隔水层厚度 t 的2倍。见图3-4-46。

4.5.7 打入式放水孔疏干法

打入式放水孔亦称打入式过滤器,是使用直径不大、顶端为尖形的钢制穿孔过滤器,在巷道中顶入(或先钻眼再压入)含水层,使地下水位降低的一种小型疏水孔。

4.5.7.1 打入式放水孔的适用条件

(1)适用于疏干松散孔隙含水层,不受含水层渗透性的严格控制。

(2)含水层距巷道的距离不宜超过5~8m。当含水层埋藏较深、厚度较薄、含水性较差,使用直通式放水孔不经济的情况下采用打入式放水孔最为合适,如图3-4-47中的BC段。

(3)当要求对含水层进行比较彻底的疏干时,可采用打入式放水孔与直通式放水孔相配合的形式,以降低直通式放水孔间的残余水头,如图3-4-47中的AB段。

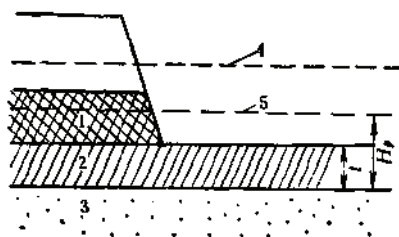


图3-4-46 露天开采时估算安全水头值 H_p 的图示

1—矿体; 2—隔水层; 3—矿体底板承压含水层;
4—承压含水层静止水位; 5—降低后的水位

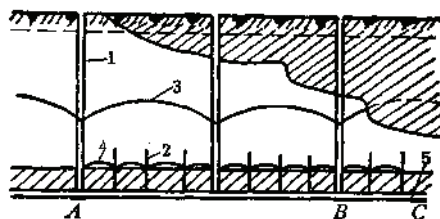


图3-4-47 打入式放水孔配合直通式放水孔使用示意图

1—直通式放水孔; 2—打入式放水孔; 3—直通式放水孔共同工作后的降落曲线; 4—打入式放水孔共同工作后的降落曲线; 5—放水巷道

4.5.7.2 打入式放水孔的结构

打入式放水孔一般由带孔段(进水部分)和不带孔段(不进水部分)组成,其直径一般为25~50mm,每节长度1m,节与节之间用管箍联结(也可用螺纹联结),其打入含水层的情况见图3-4-48。

打入式放水孔带孔段上的圆孔直径依据砂砾含水层粒度大小在2.5~12mm之间选取,

有时圆孔以长条孔代替。圆孔和长条孔尺寸可参考表 3-4-60 选取。

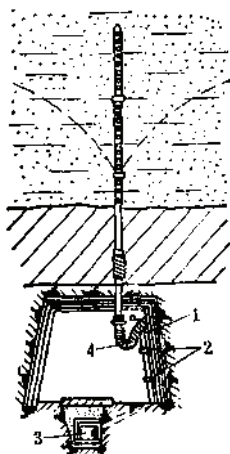


图 3-4-48 打入顶板的打入式放水孔
1—排水管；2—卡子；3—排水沟；4—真空表

带孔段穿孔尺寸表

表 3-4-60

含水层名称	含水层粒度成份		建议采用的圆孔或条孔尺寸 (mm)	
	粒组大小 (mm)	含量 (%)	圆孔直径	条孔尺寸
细 粒 砂	大于 0.25	0~10	2.5~3.0	2×80
	0.25~0.05	40~90		
	小于 0.05	0~50		
中 粒 砂	大于 1.0	0~10	3.0~4.0	3×80
	1.0~0.25	85~95		
	小于 0.25	5		
粗粒砂和卵石	大于 2.5	10	6.0	6×80
	2.5~1.0	60~90		
	小于 1.0	6.5		
卵 砾 石	—	—	12.0	12×80

打入式放水孔工作部分（或进水部分）长度一般不超过需疏干岩层厚度的 0.3 倍，随着岩层厚度的减小，此比例值应增大。当疏干岩层厚度只有 1.0~1.5m 时，工作部分长度与厚度相等。

打入式放水孔一般只用来疏干静水压力为 $(2 \sim 3) \times 10^5 \text{ Pa}$ 的含水层。孔间距一般为 10~30m，水压较大时，可缩减为 2~5m。

4.5.8 地下疏干矿床实例

国内地下疏干矿床实例见表 3-4-61。

地 下 疏 干 矿

1 矿 山 名 称	2 开 采 方 式	3 生 产 规 模 (t/a)	疏干的主要含水层特征						10 矿 区 水 文 地 质 条 件 复 杂 程 度	11 矿 山 预 计 或 实 际 涌 水 量 (m^3/d)	12 矿 床 疏 干 的 主 要 目 的
			4 含 水 层 与 矿 床 的 相 对 位 置	5 时 代	6 主 要 岩 性	7 含 水 层 厚 度 (m)	8 渗 透 系 数 或 单 位 涌 水 量 K (m/d); ($\text{L}/\text{s}\cdot\text{m}^2$) q	9 岩 溶 含 水 层 岩 溶 发 育 情 况			
1 洞 顶 铅 锌 矿	2 地 下	3 13.2	4 顶 板	5 中、上 石 炭 纪	6 石 灰 岩	7 80	8 $K=8.6$	9 矿区暗河、岩溶管道发育,岩溶呈带状分布,与构造线方向一致。矿区内岩溶管道总长1640m。岩溶率在320~290m标高为4.31%,在290~270m标高为0.82%,在270~250m标高为0.18%,250m标高以下无岩溶发育	10 复 杂	11 280m自流疏干平巷一般较大流量34560,一般流量77760~25920,最小流量2333	12 防止突然涌水、改善采掘作业条件
凡 口 铅 锌 矿	地 下	100	顶 板	中、上 石 炭 纪	白 云 岩, 白 云 质 灰 岩	149	强 含 水 带 $K_{cp}=3.7$,弱 含 水 带 $K_{cp}=0.39$	强 含 水 带 平 均 岩 溶 率 4.5%, 局 部 高 达 19.08%; 弱 含 水 带 平 均 岩 溶 率 0.39%	复 杂	1969年6月矿井最大涌水量68400,1985年全矿平均涌水量32483	防止突然涌水,改善采掘作业条件
湘 潭 锰 矿 红 旗 井	地 下	15	顶 板	下 寒 武 纪 上 震 旦 纪	硅 质 页 岩 高 硅 页 岩	47~80 20~51	$q=0.19$ $K=0.18$		中 等	-30m中段1980; -110m中段2454	防止突然涌水涌砂,改善采掘作业条件
新 桥 疏 铁 矿 (西 翼)	地 下	60	顶 板	下 二 迭 纪、上 石 炭 纪	厚 层 灰 岩、条 带 状 灰 岩、大 理 岩	260	$K=0.75\sim 2.36$	岩溶发育在150m标高以上,钻孔见洞率47%,岩溶率2.75%	复 杂	设计预计总涌水量11500~16300,现仍在基建中,实际涌水量18000	防止突然涌水
金 岭 铁 山 铁 矿	上 部 露 天, 下 部 地 下	30	顶 板	中 奥 陶 纪	结 晶 灰 岩, 大 理 岩	岩 层 厚 800, 含 水 厚 度 不 详	上 层 含 水 层 $K=12.87, q=9.019$; 下 层 含 水 层 $K=3.20, q=5.064$	岩溶不发育,以裂隙为主,只见小型溶洞	复 杂	矿坑总涌水量36000	保证露天边坡稳定,防止井下突然涌水

床 实 例 表

表 3-4-61

采 用 的 疏 干 工 程									采用的其 它主要治 水措施	疏 干 效 果	备 注
疏干或放水巷道		放水硐室		放 水 孔							
类 型	长度 (m)	规格(长 ·宽·高) (m)	间距 (m)	类 型	孔径 (mm)	长度 (m)	孔口管或 过滤器	总工程 数量 (m)			
13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
自流疏干平 硐施工于含 水层中	2687		间距不 定,共 13个硐 室	丛状 放水 孔	110			2642	修理河道、 局部改河 1313m、 修防洪沟 750m、筑 地下混凝 土墙约300 m、防水 闸门数个	彻底解决 了北矿及 南矿疏干 平硐以上 标高矿体 开采的疏 干问题,但 南矿疏干 平硐以下 矿体开采 的疏干问 题未完全 解决	1.地面塌陷、 河水倒灌问 题严重; 2.地下混凝 土墙建筑完 工后,可即 彻底解决遗 留的疏干问 题
截流疏干巷 施工于含水 层中,放水 巷道施工于 隔水或弱含 水层中	截流疏 干巷21 25放水 巷1231	6×3.5×3.2	50~100, 共60个 硐室	丛状 放水 孔 直通 式放 水孔	开孔130 ~150,终 孔75~ 110 开孔273 终孔110	一般50 左右 约150	大多设 孔口管 设孔口 管,孔 口筛管 填砾过 滤器	丛状放 水孔共 200个,总 长10698 直通式 放水孔 共6个,总 长847m	河流改道 2.1km,防 洪沟1.8 km,截流疏 干老施工 用超前钻 探水,防水 闸门十余 座,井下 设立式沉 淀池等	疏干漏斗 中心最大 水位降低 120m, 保证了矿 井开采安 全	1.地面塌陷 问题严重; 2.地下水含 泥沙量大
放水巷施工 于隔水层		6×3.5×2.5	142~328	丛状 放水 孔	开 孔 130, 终孔75		设孔口 管			疏干效果 好,保障 了开采安 全	硅质岩性 脆,岩芯呈 流砂状、碎 粒状、地下 水放出时 常涌泥砂
放水巷施工 于隔水层				直通 式放 水孔	开孔244, 终孔91		设孔口 管,穿 孔式过 滤器		对地表水 进行处理	漏斗中心 水位已降 至-120m 标高	1.地面塌陷 已出现; 2.今后可能 增设一组降 水孔
放水巷道疏 干于底板隔 水层长岩中	1100	(5~6) ×(3~4) ×(2.5~ 3)	40~50, 共68个 硐室	丛状 放水 孔	终孔75 以上	平均 60	不设孔 口管	放水 孔共 329 个,总 长 19452		水位降低 140m(- 100m标 高),保 证了露天 和地下开 采的安全	1.上下两层 水具统一 的地下水位, 但疏干后 两层水出 现水位差, 其值为30m; 2.疏干工 程量为1973 年4月统计 的数字

矿山名称	开采方式	生产规模 (万/a)	疏干的主要含水层特征						矿床水文地质条件	矿山预计或实际涌水量 (m ³ /d)	矿床疏干的主要目的
			含水层与矿床的相对位置	含水地层层代	主要岩性	含水层厚度 (m)	渗透系数 K (m/d) 或 单位涌水量 q (L/s·m)	岩溶含水层岩溶发育情况			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
水口山铅锌矿	地下	26.4	上部为顶板含水层, 下高为底板含水层	下二迭纪	大理岩、石灰岩	强含水段 8~16	K: 2.68~35.32 q: 0.06~2.51	岩溶发育, 大部分岩溶无充填, 岩溶率13%~30%	复杂	矿坑总涌水量一般为20000, 洪水期塌陷区淹没后, 最大涌水量为74400	防止突然涌水, 改善采掘作业条件
叶花香铜矿	地下	16.5	顶板	上二迭纪	石灰岩、大理岩	30~200	K: 平均2.89 q: 平均4.53	钻孔见漏率54%, 岩溶率1.73%	复杂	地质报告预测水量为73886, 五中段(-210m标高)实际涌水量34464 (此时地下水动水位标高尚在-47m)	防止突然涌水, 改善采掘作业条件
西石门铁矿	地下	220	顶板	中奥陶纪	石灰岩	70~250	K: 平均29.6	以小型岩溶、裂隙为主	复杂	80m中段设计预计涌水量220300, 实际涌水量25000	防止突然涌水, 改善采掘作业条件
阳春硫铁矿	地下	15	顶板	下石炭纪	石灰岩	43	强含水带(-43m标高以上) K: 17.44~23.55, q: 5.1~5.9 弱含水带(-43m标高以下) K: 0.224, q: 0.11	钻孔见漏率82%, 平均岩溶率18%, 溶洞高一般1~5m, 最大若74m	复杂	-20m中段: 设计正常涌水量16000, 最大37000; 实际涌水量10000~12000, 最大42000	防止突然涌水, 保证-20m中段开拓和采矿的安全

续表

采 用 的 疏 干 工 程									采用的其 它主要治 水措施	疏 干 效 果	备 注
疏干或放水巷道		放水硐室		放 水 孔							
类 型	长度 (m)	规格(长 ×宽×高) (m)	间距 (m)	类 型	孔径 (mm)	长度 (m)	孔口管或 过滤器	总工程 量 (m)			
13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
放水巷施工 于底板隔水 层中	1793	(6~8) ×2.7× 2.8	50~80, 共18个 硐室	丛状 放水 孔	开孔150, 终孔75 ~91	60~150	设孔口 管(水压最大 值 $36 \times 10^5 \text{ Pa}$)	放水 孔共 54个, 总长 5439	河流局部 改道、修 筑渡槽共 548m,排 洪沟3000 m,围堤 1305m, 井下建防 水门4座	疏干漏斗 中心水位 降低300 m,但塌 陷区地表 水倒灌问 题未解决	1.因地表水 通过塌陷区 倒灌严重, 后改为防渗 帷幕止水方 案; 2.丛状放水 孔为俯角, $10^\circ \sim 30^\circ$
放水巷施工 于底板隔水 层长岩中	150	(5~6.5) ×4×2	共4个 硐室	丛状 放水 孔	开孔150	18~66	设孔口 管	放水 孔共 21个, 总长 897	填堵塌陷	矿山只采 出部分矿 石,因河 床塌陷, 河水倒 灌,涌水 量太大淹 井闭坑	1.疏干工程 量为汶水试 验期间的统 计数字; 2.矿山已停 建
放水巷施工 于底板内长 岩隔水层中			共12个 硐室	丛状 放水 孔			设孔口 管	共27 个放 水孔	马河防渗 处理(投 资2000万 元)	保证了采 掘安全, 矿山于 1986年投 产	1.疏干工程 系放水试 验统计数 字; 2.含水 层水位在自 然状态下变 化幅度特大, 其值为90m; 3.含水性在 矿区内强, 外围弱
放水巷施工 于底板内长 岩隔水层中			50~100	丛状 放水 孔	终孔75		设孔口 管,孔 内装塑 料穿孔 式过滤 器;孔 眼直径 6~8mm			保证了- 20m中段 采掘安全	1.主要疏干 中段设于-70 m中段; 2.地表塌陷 问题严重

矿山名称	开采方式	生产规模 (Mt/a)	疏干的主要含水层特征						矿区水文地质条件复杂程度	矿山预计或实际涌水量 (m^3/d)	矿床疏干的主要目的
			含水层与矿床的相对位置	含水地层时代	岩性	含水层厚度 (m)	渗透系数 K (m/d)($\text{L/s}\cdot\text{m}$)	单位涌水量 q ($\text{L/s}\cdot\text{m}$)			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
新浦磷矿	地下	30	含水层位于矿体上方	第四纪	中、细、粉砂、粘砂、砂质粘土	5~6	$K:1.366\sim12.858$, 平均6.86 $q:0.14\sim0.957$		复杂	3000	防止采矿崩落后涌水, 涌砂
香花岭铜矿	地下	10		上泥盆纪	白云岩, 白云质灰岩			区域暗河发育, 全矿区岩溶率2.5%。上部岩溶带(650~537m标高)钻孔见洞率55%;中部岩溶带(537~431m标高)钻孔见洞率37%;岩溶下限带(431~353m标高)钻孔见洞率7.4%	复杂	水文地质勘探报告书预测: 484m阶段最大流量, 360000, 正常流量2976	防止突然涌水, 改善采掘条件
恩口煤矿	地下	四对矿井合计83	底板	下二迭纪	厚层石灰岩	不详	$K:4.168$	-150m标高以上岩溶率35%, 岩溶多为全充填~半充填, 岩溶发育最低标高为-500m	复杂	I井-150m阶段: 旱季83400, 雨季99664。 I井-67m阶段: 旱季19164, 雨季47832。 壶天井-150m阶段: 旱季8352, 雨季18000。 侧西虎井-27m阶段: 旱季3552, 雨季7200	防止突然涌水

续表

采 用 的 疏 干 工 程									采用的其 它主要治 水措施	疏 干 效 果	备 注
疏干或放水巷道		放水硃室		放 水 孔							
类 型	长度 (m)	规格(长 ·宽·高) (m)	间距 (m)	类 型	孔径 (mm)	长度 (m)	孔口管或 过滤器	总工程 数量 (m)			
13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
放水巷施工于隔水层中,其平面投影呈环状(放水巷分布于不同标高)			15~17	直通式放水孔	130~300~400	350	设孔口管,孔内设填砾过滤器,穿孔管直径76mm,填砾厚度37~167mm			绝大部分放水孔工作后两个月,流砂层的残余水头仅为2.2m,在无地表水参与的情况下,采空区上方的流砂层失去了疏干前的流动状态	在流砂层之上有一层微泥质粘土,呈流塑状态,在流砂层之下,有一层碎石和钙质结核亚粘土,在地下水作用下,也具有流砂性质
自流疏干平窿三条,施工于含水层中: 东暗河截流平窿	829								防水闸墙3座	保证了自流疏干平窿以上矿体开采安全	1.矿井涌水量雨季增加极大,矿井突水时泥砂涌出严重
中暗河截流平窿	307										
西暗河截流平窿	320										
疏干巷道位于含水层中(疏干巷道系开拓巷道)	四对矿井合计 4000								塌陷、河流清基防渗	基本保证安全生产	1.煤层与底板含水层之间粘土岩厚度仅0.04~1.42m; 2.河床塌陷严重

矿山名称	开采方式	生产规模 (万/a)	疏干的主要含水层特征						矿件 水文地质 复杂程度	矿山预计 或实际涌 水量 (m ³ /d)	矿床疏 干的主 要目的
			含水层与矿 床的相对位置	含水地层时 代	主要含水 岩性	含水层厚度 (m)	渗透系数 K (m/d) 或 单位涌水量 q (L/s·m)	岩溶含水层 岩溶发育情况			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
煤炭坝 煤矿	地下	四对矿井合计 87	顶板	上二迭 纪	破碎砾 质岩	50~60	K:0.559~ 3.63 q:0.411~ 3.83	岩溶率: +100~+50m标高 22.6%; +50~0 m标高7.6%; 0~ 50m标高4.4%; - 50~-100m标高2.4 %;	复 杂	四对矿井 总涌水量 为179136。 其中,五 山冲井-100 m阶段 79104;竹 山塘井0m 阶段64224	防止突然 涌水
			底板	上二迭 纪	石灰岩	300	K:0.735 q:0.232				
贾汪煤 矿	地下		顶、底板 都存在 含水层	上石炭 纪	石灰岩	薄层 石灰 岩13 层。 每层 厚 1~15, 一般 3~4	q:1~27	岩溶率1~2.3%, 个别地段5~11.3%	复 杂	五对矿井 总涌水量, 日最小值 57600, 日最大值 132480。 其中青山 泉二号井: 日最小值 12960, 日最大值 59040	防止突然 涌水

续表

采 用 的 疏 干 工 程									采用的其 它主要治 水措施	疏 干 效 果	备 注
疏干或放水巷道		放水硐室		放 水 孔							
类 型	长 度 (m)	规格(长 ×宽×高) (m)	间 距 (m)	类 型	孔 径 (mm)	长 度 (m)	孔口管或 过滤器	总工程 数 量 (m)			
13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
疏干巷道布 置于底板含 水层(疏干 巷道系开拓 巷道)	至1977 年共计 40000								塌陷回填, 塌陷区河 流改道4 km,并 下建防水 闸门、水 闸坝、超前 探水	基本保证 矿山生产 安全	1.煤层与底 板含水层之 间隔水层厚 不足1m; 2.煤层顶板 含水层的水 位随底板含 水层的疏干 而降低; 3.矿山基建 初期巷道涌 水以堵为主, 采房排水能 力加大后,以 疏为主; 4.矿山常发 生涌泥事故
疏干巷道布 置于含水层 中(疏干巷 道系开拓巷 道)				丛状 放水 孔(在 含水 性较 弱、 石门 疏干 效果 不佳 时采 用)					1.在矿区外 围河流上游 建水库7座, 以削减流入 矿区河流的 洪峰流量; 2.在太原群 石灰岩露头 外修建防洪 沟43km; 3.矿区内低 洼积水区开 挖排洪道, 向外导流; 4.井下封闭 与采矿疏干 无益的突水 点; 5.在青山泉 三号井采用 防渗帷幕治 水	保证了安 全生产	

矿山名称	开采方式	生产规模 (万t/a)	疏干的主要含水层特征							矿床疏干的主 要目的
			含水层与矿床的相对位置	含水地层时代	主要岩性	含水层厚度 (m)	渗透系数 K (m/d) 或 单位涌水量 q (L·s/m)	岩溶含水层	岩溶发育情况	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
焦作煤矿	地下	11对矿井合计447	“大煤”底板含水层	中、上石炭纪	石灰岩 (“八灰”)	6~8	K:1~10			复杂
			“二煤”底板, “三煤”顶板含水层	中、上石炭纪	石灰岩 (“二灰”)	12~15	K:1~20			11对矿井总涌水量601920, 其中演马庄矿井涌水量最大, ~75m 阶段为133920
			“三煤”底板含水层	下、中奥陶纪	石灰岩	400	K:1~30			
平庄西露天煤矿	露天	300	覆盖在矿体上方	第四纪	砂砾含水层, 中夹砂质粘土	一般10, 最大20	K:62.12~198.24 q:1.185~15.49			中
										1. 嵌入式疏干巷道于1986年竣工, 当时水量为15288, 1985年5月水量8880~7920; 2. 采场464m水平, 地下水涌水量预计2847, 实际1140

续表

采用的疏干工程									采用的 其它主 要治水 措施	疏干效果	备 注
疏干或放水巷道		放水洞室		放 水 孔							
类 型	长度 (m)	规格(长 ×宽×高 (m))	间距 (m)	类 型	孔径 (mm)	长度 (m)	孔口管 或过滤器	总工程 数 量 (m)			
13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
疏干巷道布置于含水层中(疏干巷道系开拓巷道)	18000								1.修建防水闸门、超前探水、留设隔水煤柱;2.井筒、井底车场位置选择在含水层弱的地段;3.利用底板隔水层每米厚度能抵抗 $0.6 \times 10^5 \text{ Pa}$ 水压的性能减少其水、压降低值;4.在演马庄矿第四系砂砾含水层补给的天窗地段,采用防渗帷幕,封堵对“八灰”含水层的补给	有效地消除了大部分地段“八灰”水对“大煤”开采的威胁,“二灰”、“奥灰”水对“二煤”、“三煤”开采的威胁尚未消除	“八灰”距“大煤”20~40m,“二灰”距“二煤”约20m,“奥灰”距“三煤”10~20m
嵌入式疏干巷道	1400			流水窗(方形), 间距 1~2m	100×100					有效地消除了河水通过砂砾含水层对露天边坡的补给,嵌入式疏干巷道经半年疏干后,靠采场一侧的流水窗不再涌水	1.嵌入式疏干巷道位于露天北帮外50m,距哈尔滨干河50~100m处,标高515m,坡度3~10%,用混凝土支护; 2.设计在嵌入式巷道中施工打入式过滤器,但未施工

4.6 联合疏干

当一个矿山同时或在不同阶段采用地表和地下两种疏干方式时,称为联合疏干。它兼有两种疏干方式的优点,能保证在不利的水文地质条件下经济而有效地疏干含水层。一般是在矿区水文地质、工程地质条件比较复杂,使用单一疏干方式不能满足采掘对疏干的技术要求或不经济时,才采用联合疏干方式。联合疏干方式可以是对同一含水层同时采用两种疏干方式的联合,也可以是对不同的含水层分别采用不同的疏干方式。

一般在以下情况下,应考虑采用联合疏干方式:

(1) 矿区存在多个互相无水力联系的含水层,这些含水层都妨碍采掘作业安全正常地进行。

(2) 矿床含水层的含水性上强下弱,又无隔水或弱含水层可供开拓利用,采用单一地下疏干方式,不能保证矿井开拓安全、顺利地进行;采用单一地表疏干方式,又不能保证下部含水层有效地疏干。

我国在矿床疏干中,至目前为止采用联合疏干方式还不多,但苏联采用较普遍。联合疏干一般是在基建阶段用地表疏干,在生产阶段用地下疏干。第一阶段,首先在地表用降水孔预先降低地下水位,把大部分静储量排除,以保证矿井安全开拓,同时建立井下疏干和排水系统;第二阶段,则用地下疏干设施接替降水孔的疏干工作,并进一步消除含水层的剩余水头,原有的降水孔则被用作直通式放水孔。除此以外,尚有另一种联合方式,即初期采用地下疏干,后期再增加地表疏干措施。例如北乌拉尔铝土矿,原先使用疏干巷道和丛状放水孔疏干,为了减轻矿井排水的压力,降低矿井排水成本(外围抽水扬程一般要比矿井深部固定排水站排水扬程低),从1962年开始至1974年,在矿体境界外围共增设了四组地表降水孔群,形成了地表与地下疏干同时进行的联合疏干方式。

联合疏干方式的实例见表3-4-62。

联合疏干实例表

表3-4-62

矿名	开采方式	生产规模 (万t/a)	疏干的主要含水层			疏干工程联合方式		疏干系统 涌水量 (m ³ /d)	备 注
			含水层名称	厚度(m)	渗透系数 (m/d)	地表疏干方式	地下疏干方式		
抚顺西露天	上部露天,下部地下	300	第四系砂砾含水层	5~7	50~200		嵌入式疏干巷道长1200m	385~1500	疏干的主要目的是保障边坡稳定
			A层煤含水层				疏干巷道长650m,上向放水孔89个	3700~1391	
			凝灰岩含水层及绿色页岩	0~120	0.05~0.5	水平放水孔施工于露天矿各边坡,孔网参数:高程20~50m,孔距50m	凝灰岩中疏干巷道长1500m,上向孔配合疏干	4300~7200	

续表

矿名	开采方式	生产规模 (万t/a)	疏干的主要含水层			疏干工程联合方式		疏干系统 涌水量 (m ³ /d)	备 注
			含水层名称	厚度(m)	渗透系数 (m/d)	地表疏干方式	地下疏干方式		
茂名金塘露天矿	露天	设计800, 实际500	第三系弱胶结砂砾含水层	一般 25~75	2.5	深井降水孔41个	设计在露天东端境界外,布置疏干巷道长1072m,用打入式放水孔和直通式放水孔疏水	10000~15000	设计为联合疏干方式,但只施工了降水孔
			第四系砂砾含水层	18~20	8	设计用明沟疏干,总长3500m			
姑山铁矿	露天	100	第四系砂砾含水层	18~20	66~21	深井降水孔58个	当露天开挖至含水层顶板后,在非工作帮基岩面开挖明沟,铺设反滤层,明沟总长2700m,后期在露天最终境界线外约10m,于砂砾含水层下的基岩中开挖环形巷道,再以直通式放水孔与其贯通,以代替深井降水孔和吸水孔的疏干	90000	未采用明沟疏干
			重粘土粉细砂互层(流砂层,位于砂砾含水层之上)	平均15	0.07	用吸水孔疏干(孔距33m),使吸水孔的地下水流至砂砾含水层			
苏联雅克夫列夫铁矿	地下	450	煤系石灰岩含水层、结晶矿层	50	4.2	降水孔47个(孔深540m)	疏干巷道长度4300m,直通式放水孔113个,丛状放水孔总长度19440m	84000	降水孔疏干后开拓井下工程,再用地下疏干工程接替地表降水孔疏干,深井则用作直通式放水孔
苏联斯托林铁矿	露天	2400	白垩系赛诺曼-阿尔必砂层,结晶矿层	30	16	降水孔120个(孔深100m),在露天边坡采用水平放水孔疏干	疏干巷道10400m,直通式放水孔110个,丛状放水孔2200m	96000	露天矿先期剥离是在环形降水孔和吸泥船工作的保护下进行的,与此同时,开掘环形的疏干巷道,降水孔与其贯通,成为直通式放水孔,以接替降水孔疏干

续表

矿 名	开 采 方 式	生产规模 (万t/a)	疏 干 的 主 要 含 水 层			疏干工程联合方式		疏干系统 涌 水 量 (m ³ /d)	备 注
			含水层名称	厚度(m)	渗透系数 (m/d)	地表疏 干方式	地下疏干方式		
苏联北乌拉 尔铜土矿	地下		志留系, 泥 盆系石灰岩 含水层	倾斜含 水层, 深 度 >1000	1~50	降水孔共 90个	疏干巷道并配合 丛状放水孔, 丛 状放水孔总长 7426m	一般: 144000~ 168000 洪水期: 216000~ 264000	

第五章 矿床疏干水文地质计算

编写单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院

化学矿山规划设计院

湖北省冶金设计院

编写人 宋来勋 孙增辉 王知节

林 参 陈白桥

5.1 概 述

5.1.1 矿床疏干水文地质计算的目的与任务

5.1.1.1 目的

矿床疏干水文地质计算的目的是：为合理的布置疏干工程、确定和优化疏干方案提供依据，以期在矿山基建和生产要求的疏干时间内，用最少的疏干工程量和抽（放）水量，达到采矿要求的水位降深，取得最好的经济效益。

5.1.1.2 任务

- （1）通过计算确定疏干系统合理的工程布置形式，使用最少的工程量、最少的抽（放）水量，形成保证采掘工作安全、正常作业的降落漏斗疏干区；
- （2）通过计算优化疏干工程间距，最有效地发挥各疏干工程的疏水效率；
- （3）为保证采掘工作的需要水位降低（考虑允许残余水头），计算疏干工程必要的水位降深；
- （4）根据矿山基建和生产进度计划要求的疏干期限，按所选用的疏干方案计算疏干系统的总涌水量，并预计疏干时间；
- （5）根据疏干方案选用适当的计算方法和相应的公式计算单个疏干工程疏水量；
- （6）按确定的疏干工程布置形式和水位降低要求计算并绘制满足采矿要求的疏干区地下水水位降落曲线或水位等值线图。

5.1.2 矿床疏干水文地质计算的步骤及内容

矿床疏干水文地质计算，一般情况下可参照如下步骤和内容进行：

- （1）详细阅读和研究矿区水文地质勘探报告和其他有关矿区水文地质勘探、试验及研究报告等文献资料，深入掌握矿区含水层特征、矿坑充水因素、水文地质边界等矿床水文地质条件，为矿床疏干水文地质计算方法的选择和基本计算条件的确定提供依据；

(2) 掌握矿山开采设计的开拓系统、采矿方法及矿山建设和生产进度对矿床疏干的要求, 综合论证并选择矿床疏干方法;

(3) 根据矿床疏干方式及方法, 布置疏干工程; 根据矿床水文地质特征及疏干工程布置状况, 选择疏干水文地质计算方法及相应的计算公式;

(4) 根据选定的计算公式或已经确立的数学模型, 整理并选择有关的参数。如地下水的初始水位、含水层厚度、疏干要求地下水位降深值、含水层的给水度(或弹性给水度)、导压系数(或水位传导系数)以及越流补给参数等;

(5) 根据疏干工程的不同布置形式、不同间距和疏干时间及水位降深的要求, 计算单孔(或单工程)的疏水量及疏干系统的总疏水量。然后调整布置形式、工程间距、疏干水量等参数重新计算, 经优选后确定矿床疏干方案的工程布置、工程量、疏干水量、疏干时间和疏干水位降深等;

(6) 按确定的疏干时间绘制出疏干区的地下水位降落曲线。

5.1.3 矿床疏干水文地质计算方法简介

矿床疏干水文地质计算是一个十分复杂的课题。随着地下水动力学理论和计算技术的发展, 矿床疏干水文地质计算方法及技术也不断提高, 从稳定流发展到非稳定流、从解析法(理想模型条件下导出的公式计算法)发展到数值法, 从人工手算发展到用电子计算机计算及绘图。

矿床疏干水文地质计算总的来看分为理论分析计算法和模拟实验法两大类。

理论分析计算法也称地下水动力学法, 它又分为解析法和数值法两种。

5.1.3.1 解析解法(解析法)

目前在矿床疏干水文地质计算中, 解析法仍然是使用最广泛的方法之一。它是根据地下水运动的基本原理, 对自然界的水文地质条件进行必要的简化(成为理想化的模型)后, 用所推导出来的公式进行计算。理想化模型应具备以下条件:

- (1) 地下水运动符合达西定律;
- (2) 地下水运动是二维流, 忽略速度的垂直分量;
- (3) 含水层水平埋藏、等厚、均质各向同性;
- (4) 初始水面保持水平;
- (5) 井的抽水量保持恒定不变, 或某一阶段抽水量恒定;
- (6) 含水层的侧向无限延伸, 或为直线、平行、矩形、圆形以及交角等供(隔)水边界。

解析法可以用于以下情况的疏干计算:

(1) 当疏干矿区水文地质条件与理想模型(即在公式推导时, 对天然条件简化后所得的模型)的条件比较接近时, 在合理简化的基础上可直接用解析法来求水文地质参数, 并预测在疏干条件下的地下水动态;

(2) 对疏干区水文地质条件的了解比较粗糙时, 解析法可以提供一个简单的估算方法, 其计算结果可以用来指导下一步勘探或试验工作;

(3) 用解析法求出的水文地质参数, 可以作为用数值解法进行精确计算的初值;

(4)可以和数值解法配合来解决疏干井附近区域的求解问题和疏干区存在无限边界含水层时的求解问题。

因此,从实用角度来看,即使在数值法相当发展以后,解析法作为一种简单、易行的手段,仍不失其实用价值。

5.1.3.2 数值解法

数值解法从数学上来说是一种近似解法,但对解决水文地质条件复杂的矿区疏干水文地质计算时,往往比解析法得到更满意的结果,是当前最有效的方法。数值法能模拟出矿区的复杂水文地质条件和地下水流动状态,诸如含水层非均质、各向异性、存在垂直补给、边界条件不规则、含水层顶板或底板高低不平、有多个抽(放)水孔和多含水层问题等等复杂情况,都能在计算中反映出来。这些是解析法难以办到的,因此,矿床疏干水文地质计算数值解法,将比用简化矿区水文地质模型而导出的解析公式所得的计算结果更接近实际。

矿床疏干水文地质计算中应用数值解法,有以下主要优点:

(1)对边界条件有较强的适应性,无论是隔水的、透水的或者两者混合的各种类型边界均能适用。含水层的顶、底板和边界可以具有任何复杂的几何形状。

(2)含水层可以是单层的,也可以是多层的,并可根据其导水性能的不均一性剖分成不同的区段进行计算。

(3)地下水的类型可以是承压的,也可以是无压的,或同时并存;地下水的补给可以是单一的侧向补给,也可以是垂向的“天窗”或越流补给,或二者兼有。

(4)能够充分利用矿区观测资料和抽水试验资料来反求各种水文地质参数,并可用任一时段的观测资料来进行反求参数的计算。

(5)可以对任何给定的疏干流量推求疏干时间,也可以对任何给定的疏干水平推求稳定的疏干漏斗和疏干流量。

(6)通过数值模拟,能较容易地反映矿区复杂的水文地质条件和边界条件,逼真地刻划出地下水渗流运动的天然流场和疏干流场的流网形态,并可以提供任何时刻的水头分布状态。

数值解法有微分法和积分法之分,微分法又可分为有限单元法和有限差分法两类;积分法也称边界积分法,或边界元法。有限单元法和有限差分法在矿床疏干水文地质计算中已被广泛应用,而边界元法是近几年才发展起来的新方法,国内还刚刚开始应用,是一种很有发展前途的方法。

这些年来,用数值解法进行矿床疏干水文地质计算在我国发展很快。如顾家台铁矿采用有限差分法;召口铁矿、侯庄铁矿、业庄铁矿、白象山铁矿、姑山铁矿、王窑铁矿、复州湾粘土矿、肥城煤矿、元宝山煤矿、马坑铁矿、司家营铁矿南区等采用有限单元法;张马屯铁矿、伊敏河煤矿、利国铁矿、荆各庄煤矿、西石门铁矿等采用“BT”法进行的矿床疏干水文地质计算,均获得了较好的效果。

5.1.3.3 相似模拟法

相似模拟法分为实体模拟和异类模拟两类。

1. 实体模拟

实体模拟是一种比较古老的模拟方法,它是采用砂、玻璃球或混凝土等作为含水介质

的渗流槽,来模拟渗流场的试验方法。该法因耗资大、试验周期长,而且不能模拟复杂的渗流场,所以矿床疏干水文地质计算中很少采用。

2. 异类模拟

异类模拟分为水力模拟和水电模拟两类。

1) 水力模拟

水力模拟包括裂缝槽和水力积分仪两种,这些方法在矿床疏干水文地质计算中也很少应用。

2) 水电模拟

水电模拟可分为水电比拟和电网络模拟两种。

(1) 水电比拟法

利用电解液、电解质导电纸作为连续介质,按矿区水文地质条件制成模型,模拟渗流场,它是空间连续,时间离散系统。按矿床疏干设计需要布设疏干工程,用水电比拟仪测量疏干区各点电位差,推求疏干设计所需要参数。矿床疏干研究中以往应用较多,而近期应用减少。

(2) 电网络模拟法

是利用电阻、电容组成非连续介质网络。分为空间离散、时间连续的称为R-C型;空间与时间均离散的称为R-R型。电网络模拟在苏联的一些水文地质条件复杂的矿区仍在使用。我国在莱芜业庄铁矿作了矿坑涌水量的电网络模拟,司家营铁矿南区也应用了电网络模拟法,取得了较好的结果。

3. 联合模拟

国外石油部门用模拟机与电子计算机混合使用,也取得了较好的效果。这种方法对矿床疏干水文地质计算也可应用,有待进一步实践与提高。

目前,由于大型、高速电子计算机的问世和发展,几乎所有需模拟的内容都可以用电子计算机来进行。因此,相似模拟法有被电子计算机模拟所取代的趋势。由此看来,研究电子计算机在矿床疏干水文地质计算中的应用,是今后矿床水文地质工作者的重要任务。

5.2 稳定流解析法

5.2.1 垂直疏干工程水文地质计算稳定流解析法

5.2.1.1 干扰孔群水文地质计算

干扰孔群水文地质计算比较复杂,目前这一问题还没有得到很好解决。这里只介绍矿山疏干水文地质计算经常遇到的几种干扰孔群计算公式。

1. 单直线孔排的水文地质计算

1) 计算公式推导的前提

(1) 孔排上相邻疏水孔间距 2σ 、各疏水孔的水位降低 s 及干扰涌水量 Q' 均相等;

(2) 孔排线上有无限多个疏水孔同时工作。

2) 计算公式

单直线孔排的水文地质计算公式见表 3-5-1。

2. 双直线疏水孔排的水文地质计算

1) 计算公式推导的前提

(1) 双直线疏水孔排平行且垂直于两阻水边界, 两直线孔排上疏水孔数相等且一一对应。疏水孔排两端疏水孔距阻水边界的距离均为 σ ;

(2) 每个疏水孔排上的疏水孔数等于两阻水边界间地下水迳流宽度(B)除以疏水孔间距(2σ)。各直线疏水孔排的影响半径(R)大于两疏水孔排之间的距离(A);

(3) 其它推导前提同单直线疏水孔排水文地质计算公式的推导前提。

2) 计算公式

见表 3-5-2。

3. 单环形疏水孔群的水文地质计算

1) 计算公式推导的前提

(1) 每个疏水孔的水位降低值 s 和涌水量 Q' 相等;

(2) 每个疏水孔单独工作时的影响半径 R 相等, 而且其值超过环形孔群的引用半径 r_0 的 4 至 5 倍, 即 $R \geq 4 \sim 5 r_0$ 。

2) 计算公式

布设在无界含水层中的单环形疏水孔群水文地质计算公式见表 3-5-3; 布设在有界含水层中的单环形疏水孔群水文地质计算公式见表 3-5-5。

4. 半环形疏水孔群的水文地质计算

1) 计算公式推导的前提

(1) 在阻水边界附近布置 n 个疏水孔在半圆弧上, 靠近边界的疏水孔至边界的距离为相邻两个疏水孔间距之半(即其距离为 σ);

(2) 由阻水边界组成的交角(其交角 $\alpha \leq 120^\circ$, 且能整除 360°)含水层中, 疏水孔布设在以边界交点为圆心, 以 r_0 为半径的圆弧上。靠近边界的疏水孔至边界的距离为相邻疏水孔间距之半(即其距离为 σ);

(3) 其它同单环疏水孔群水文地质计算公式的推导前提。

2) 计算公式

见表 3-5-6。

5. 任意布置疏水孔群的水文地质计算

1) 计算公式推导的前提

同单环形疏水孔群水文地质计算公式的推导前提。

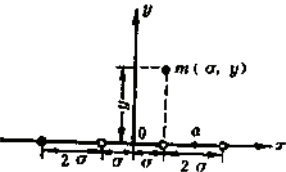
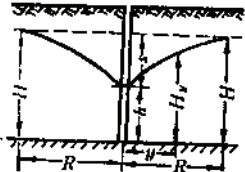
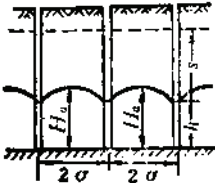
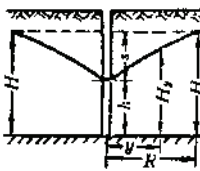
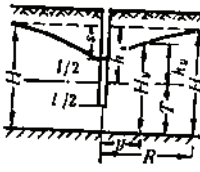
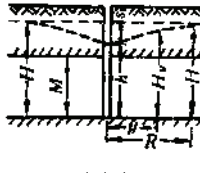
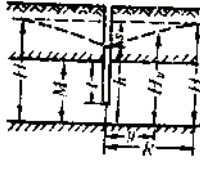
2) 计算公式

见表 3-5-7。

5.2.1.2 垂直疏水孔水跃值的计算

采用垂直疏水孔(深井降水孔、直通式放水孔等)进行疏干时, 在潜水含水层中, 特别是在水位降低较大的情况下, 将产生水跃现象, 此时疏水孔中的水位低于孔壁的水位, 见图 3-5-5。在承压含水层中, 当疏水孔中的水位降低到含水层顶板以下时, 也产生上述现象。在疏干设计中绘制降落曲线时, 应当考虑水跃值。

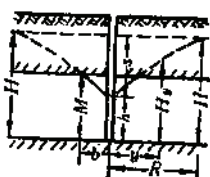
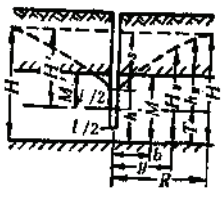
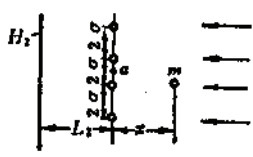
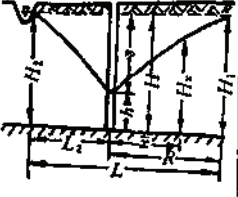
单直线疏水孔排的水

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计 算
1. 直线疏水孔排布置在无界含水层中 (1) 疏水孔平面布置图  (2) o-y 方向穿过疏水孔剖面图  (3) o-x 方向穿过疏水孔剖面图 			
	完整孔	 (4)	$Q'_{00} = \frac{\pi K (2H - s)s}{\ln \frac{2\sigma}{\pi r} + \frac{1}{2} \ln \frac{\pi R}{\sigma} - 1} \quad (1)$ $Q'_{00} = \frac{\pi K (2H - s)s}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}} \quad (4)$
	非完整孔	 (5)	$Q'_{nec} = \frac{\pi K (2h - s)s}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}} + \frac{2\pi K T}{N + \xi_0} \quad (7)$ $N = \ln \frac{\sigma}{\pi T} + \frac{\pi R}{2\sigma} \quad (8)$ $\xi_0 = \frac{T}{l} \left[2 \ln \frac{4T}{r} - f \left(\frac{l}{2T} \right) \right] - \frac{1.38}{f \left(\frac{l}{2T} \right)} \quad (9)$ 由图 3-5-4 查得, 此时取 $\frac{l}{2T} = M'$
	完整孔	 (6)	$Q'_{00} = \frac{2\pi K M s}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}} \quad (14)$
	非完整孔	 (7)	$Q'_{nec} = \frac{2\pi K M s}{N' + \xi'_0} \quad (17)$ $N' = \ln \frac{\sigma}{\pi M} + \frac{\pi R}{2\sigma} \quad (18)$ $\xi'_0 = \frac{M}{2l} \left[2 \ln \frac{4M}{r} - f \left(\frac{l}{M} \right) \right] - \frac{1.38}{f \left(\frac{l}{M} \right)} \quad (19)$ 由图 3-5-4 查得, 此时取 $\frac{l}{M} = M$

文 地 质 计 算 公 式 表

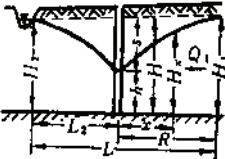
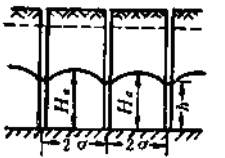
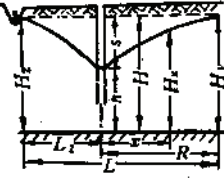
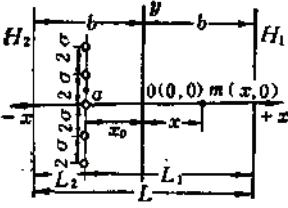
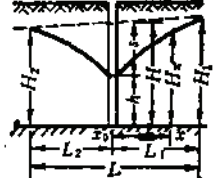
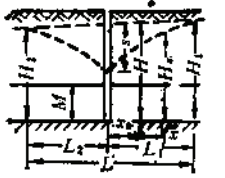
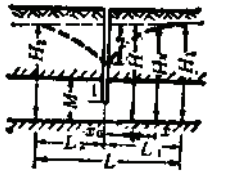
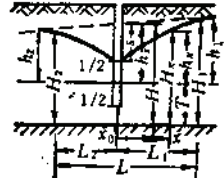
表 3-5-1

算 公 式	
穿过疏水孔、垂直孔排方向上降落曲线方程	两疏水孔间中点 a 的水头值
$H_y = \sqrt{h^2 + \frac{\ln \frac{2\sigma}{\pi r} + \frac{1}{2} \ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi y}{\sigma} - 1}{2}}{\ln \frac{2\sigma}{\pi r} + \frac{1}{2} \ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi R}{\sigma} - 1}{2}} (H^2 - h^2)} \quad (2)$	$H_a = \sqrt{h^2 + \frac{\ln \frac{2\sigma}{\pi r}}{\ln \frac{2\sigma}{\pi r} + \frac{1}{2} \ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi R}{\sigma} - 1}{2}} (H^2 - h^2)} \quad (3)$
$H_y = \sqrt{h^2 + \frac{\ln \frac{2\sigma}{\pi r} + \frac{1}{2} \ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi y}{\sigma} - 1}{2}}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}} (H^2 - h^2)} \quad (5)$	$H_a = \sqrt{h^2 + \frac{\ln \frac{2\sigma}{\pi r}}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}} (H^2 - h^2)} \quad (6)$
$H_y = h_y + T \quad (10)$ $h_y = \sqrt{\left(\frac{l}{2}\right)^2 + \frac{\ln \frac{2\sigma}{\pi r} + \frac{1}{2} \ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi y}{\sigma} - 1}{2}}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}} \times \left[h_1^2 - \left(\frac{l}{2}\right)^2\right]} \quad (11)$	$H_a = h_a + T \quad (12)$ $h_a = \sqrt{\left(\frac{l}{2}\right)^2 + \frac{\ln \frac{2\sigma}{\pi r}}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}} \left[h_1^2 - \left(\frac{l}{2}\right)^2\right]} \quad (13)$
$H_y = h + \frac{\ln \frac{2\sigma}{\pi r} + \frac{1}{2} \ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi y}{\sigma} - 1}{2}}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}} (H - h) \quad (15)$	$H_a = h + \frac{\ln \frac{2\sigma}{\pi r}}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}} (H - h) \quad (16)$
应用条件: $\operatorname{ch} \frac{\pi y}{\sigma} \geq \frac{\pi^2 M^2}{2\sigma^2} + 1$ $H_y = h + \frac{Q'_{nec}}{2\pi KM} \left(\ln \frac{2\sigma}{\pi M} + \frac{1}{2} \ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi y}{\sigma} - 1}{2} + \xi'_0 \right) \quad (20)$ Q'_{nec} 用式(17)计算 ξ'_0 用式(19)计算	$H_a = h + \frac{Q'_{nec}}{2\pi KM} \left(\ln \frac{2\sigma}{\pi M} + \xi'_0 \right) \quad (21)$ Q'_{nec} 用式(17)计算 ξ'_0 用式(19)计算

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计
			干扰单孔涌水量
	完整承压孔	 (8)	$Q'_0 = \frac{\pi K [(2H - M)M - h^2]}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}} \quad (22)$
	无压非完整孔	 (9)	$Q'_{\text{нес}} = \frac{\pi K \left[(2H' - M')M' - \left(\frac{1}{2}\right)^2 \right]}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}} + \frac{2\pi K T_5}{N + \xi_0} \quad (27)$ N用式(8)计算 ξ_0用式(9)计算
2. 直线疏水孔排布置在一侧为供水边界的含水层中  (10) 疏水孔平面布置图	完整承压孔	 (13)	$Q'_0 = \frac{2a_1}{(1+a_1)} \left[Q_1 + \frac{2\sigma K T_1}{L_2} \times (H_2 - h) \right] \quad (34)$ $Q_1 = \sigma K \frac{H_1^2 - h^2}{R} \quad (35)$ $T_1 = \frac{H_1 + h}{2} \quad (36)$ $\alpha_1 = \frac{1}{1 + \frac{2\sigma}{L_2} A} \quad (37)$ $A = 0.731g \frac{\sigma}{\pi r} \quad (38)$ A值也可由图3-5-1查得

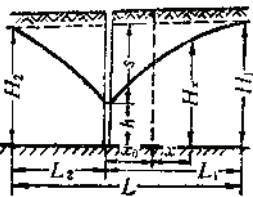
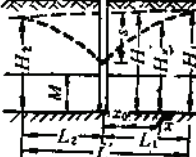
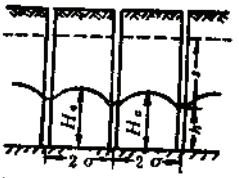
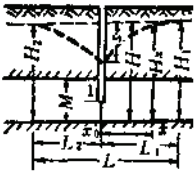
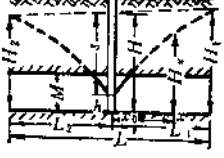
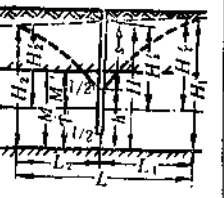
续表

算 公 式	两疏水孔间中点a的水头值
穿过疏水孔、垂直孔排方向上降势曲线方程 承压区: ($b \leq y \leq R$) $H_y = M + \frac{Q'_0}{4KM\sigma} (y-b) \quad (23)$ 无压区: ($r \leq y \leq b$) $H_y = \sqrt{h^2 + \frac{Q'_0}{\pi K} \left(\ln \frac{2\sigma}{\pi r} + \frac{1}{2} \ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi y}{\sigma} - 1}{2} \right)} \quad (24)$ $b = \frac{2\sigma}{\pi} \left[\frac{\pi K (M^2 - h^2)}{Q'_0} - \ln \frac{\sigma}{\pi r} \right] \quad (25)$ Q'_0用式(22)计算	承压区: ($b \leq y \leq R$) $H_a = \sqrt{h^2 + \frac{Q'_0}{\pi K} \left(\ln \frac{2\sigma}{\pi r} \right)} \quad (26)$ Q'_0用式(22)计算
无压区: ($b \geq y \geq r$) $H_y = h_y + T \quad (28)$ $h_y = \sqrt{\left(\frac{l}{2} \right)^2 + \frac{Q'_0}{\pi K} \left[\ln \frac{2\sigma}{\pi r} + \frac{1}{2} \ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi y}{\sigma} - 1}{2} \right]} \quad (29)$ b值由式(25)近似确定 $Q'_0 = \frac{\pi K \left[(2H' - M') M' - \left(\frac{l}{2} \right)^2 \right]}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}} \quad (30)$	无压区: ($b \geq y \geq r$) $H_a = h_a + T \quad (31)$ $h_a = \sqrt{\left(\frac{l}{2} \right)^2 + \frac{Q'_0}{\pi K} \left(\ln \frac{2\sigma}{\pi r} \right)} \quad (32)$ $Q'_0 = \frac{\pi K \left[(2H' - M') M' - \left(\frac{l}{2} \right)^2 \right]}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}} \quad (33)$
$H_x = h + \frac{(1-a_1)}{(1+a_1)} (H_2 - h) + \frac{\left(1 + \frac{a_1}{a_2} \right)}{(1+a_1)} \times \frac{Q_1 x}{2\sigma K T_1} \quad (39)$ a_1用式(37)计算 $a_2 = \frac{1}{1 + \frac{2\sigma}{\pi} A} \quad (40)$ A用式(38)计算 Q_1用式(35)计算 $T_1 = \frac{H_x + h}{2} \quad (41)$	$H_a = h + \frac{Q'_0}{4KT_1} (0.44 + A) \quad (42)$ Q'_0用式(34)计算 T_1用式(36)计算 A用式(38)计算 A值也可由图3-5-1查得

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计 干 扰 单 孔 涌 水 量
 (11) 穿过疏水孔, 垂直孔排方向剖面图  (12) 穿过疏水孔, 沿孔排方向剖面图	非 完 整 孔	 (14)	$Q'_{hec} = \frac{2\pi_1}{(1+a_1)} \left[Q_1 + \frac{2\sigma KT}{L_1} \times (H_2 - h) \right] \quad (43)$ $\pi_1 = a_1 \beta' \quad (44)$ a_1 用式(37)计算 $\beta' = \frac{1}{1 + 1.471g \frac{2T'}{\pi l}} \quad (45)$ $T' = \frac{T'_1 + T'_2}{2} \quad (46)$ $T'_1 = \frac{H_1 + h}{2}, T'_2 = \frac{H_2 + h}{2}$ Q_1 用式(35)计算 T_1 用式(36)计算
3. 直线疏水孔排布置在两侧为供水边界的含水层中  (15) 疏水孔平面布置图	完 整 孔	 (18)	$Q'_0 = \frac{\pi K (2H - s)s}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi L_1 L_2}{\sigma L}} \quad (49)$
 	非 完 整 孔	 (19)	$Q'_{hec} = \frac{\pi K (2hc_0 - s)s}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi L_1 L_2}{\sigma L}} + \frac{2\pi K T_2}{N + \xi_0} \quad (52)$ $hc_0 = \frac{h_1 + h_2 + h_3}{3}$ $N = \ln \frac{\sigma}{\pi T} + \frac{\pi L_1 L_2}{\sigma L} \quad (53)$ $\xi_0 = \frac{T}{l} \left[2 \ln \frac{4T}{r} - f \left(\frac{l}{2T} \right) \right] - 1.38 \quad (54)$ $f \left(\frac{l}{2T} \right)$ 值由图 3-5-4 查得, 此时取 $\frac{l}{2T} = M'$

续表

算 公 式	
穿过疏水孔、垂直孔排方向上降落曲线方程	两疏水孔间中点 a 的水头值
$H_x = h + \frac{(1 - \bar{n}_1)}{(1 + \bar{n}_1)} (H_1 - h) + \frac{\left(1 + \frac{\bar{n}_1}{\bar{n}_x}\right)}{(1 + \bar{n}_1)} \times (47)$ $\times \frac{Q_1 x}{2\sigma K T_2}$ $\bar{n}$ 用式(44)计算 $\bar{n}_x = \alpha_x \beta'$ α_x 用式(40)计算 β' 用式(45)计算 Q_1 用式(35)计算 T_2 用式(41)计算	由下式近似计算 $H_a = h + \frac{Q'_{hec}}{4KT_1} (0.44 + A) \quad (48)$ Q'_{hec} 用式(43)计算 T_1 用式(36)计算 A 用式(38)计算 A 值也可由图 3-5-1 查得
$H_x = \sqrt{\frac{Q'_0}{\pi K} \ln \left 1 - e^{\frac{-\pi(x-x_0)}{\sigma}} \right + \left(\frac{1}{2} - \frac{x}{L} \right)}$ $\times \left(H_1^2 - H_2^2 \right) + H_2^2 - \frac{Q'_0 L_1}{K\sigma} \left(\frac{1}{2} - \frac{x}{L} \right) \quad (50)$ $\ln \left 1 - e^{\frac{-\pi(x-x_0)}{\sigma}} \right$ 值由图 3-5-3 查得 Q'_0 用式(49)计算	H_a 近似由下式计算 $H_a = H - \left[s \left(1 - 0.22 \frac{2\sigma}{0.5L} \right) a \beta' \right] \quad (51)$ $\beta' = 1$ $a = \frac{a_1 + a_2}{2}$ $a_1 = \frac{1}{1 + \frac{2\sigma}{L_1} A}$, $a_2 = \frac{1}{1 + \frac{2\sigma}{L_2} A}$ $A = 0.731g \frac{\sigma}{\pi r}$, A 值也可按图 3-5-1 查得
$H_x = h_x + T \quad (55)$ $h_x = \sqrt{\frac{Q'_0}{\pi K} \ln \left 1 - e^{\frac{-\pi(x-x_0)}{\sigma}} \right + \left(\frac{1}{2} - \frac{x}{L} \right)}$ $\times \left(h_1^2 - h_2^2 \right) + h_2^2 - \frac{Q'_0 L_1}{K\sigma} \left(\frac{1}{2} - \frac{x}{L} \right) \quad (56)$ $Q'_0 = \frac{\pi K (2hc_p - s)s}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi L_1 L_2}{\sigma L}}$ $\ln \left 1 - e^{\frac{-\pi(x-x_0)}{\sigma}} \right$ 值由图 3-5-3 查得	H_a 用式(51)计算, 但式中, $\beta' = \frac{1}{1 + 1.471g \frac{2T'}{\pi l}} \quad (57)$ $T' = \frac{T'_1 + T'_2}{2}$ $T'_1 = \frac{H_1 + h}{2}, T'_2 = \frac{H_2 + h}{2}$

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计
			干扰单孔涌水量
 (16) 0—x方向穿过疏水孔剖面图	承压	 (20)	$Q'_{0} = \frac{2\pi K M s}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi L_1 L_2}{\sigma L}} \quad (58)$
 (17) 0—y方向穿过疏水孔剖面图	非完整孔	 (21)	$Q'_{nec} = \frac{2\pi K M_1}{N' + \xi'_0} \quad (61)$ $N' = \ln \frac{\sigma}{\pi M} + \frac{\pi L_1 L_2}{\sigma L} \quad (62)$ $\xi'_0 = \frac{M}{2l} \left[2 \ln \frac{4M}{r} - f\left(\frac{l}{M}\right) \right] - 1.38 \quad (63)$ $f\left(\frac{l}{M}\right)$ 值由图 3-5-4 查得, 此时取 $\frac{l}{M} = M'$
	承压转	 (22)	$Q'_{0} = \frac{\pi K [(2H - M)M - h^2]}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi L_1 L_2}{\sigma L}} \quad (65)$
	无压	 (23)	$Q'_{nec} = \frac{\pi K \left[(2H'_{cp} - M')M' - \left(\frac{l}{2}\right)^2 \right]}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi L_1 L_2}{\sigma L}} + \frac{2\pi K T s}{N + \xi_0} \quad (66)$ $H'_{cp} = \frac{H'_1 + H'_2 + H'_3}{3}$ N 用式(53)计算 ξ_0 用式(54)计算

续表

算 公 式	
穿过疏水孔、垂直孔排方向上降落曲线方程 $H_x = \frac{Q'_0}{2\pi KM} \ln \left 1 - e^{-\frac{\pi(x-x_0)}{\sigma}} \right + \left(\frac{1}{2} - \frac{x}{L} \right) \times (H_1 - H_2) + H_2 - \frac{Q'_0 L_1}{2KM\sigma} \left(\frac{1}{2} - \frac{x}{L} \right) \quad (59)$ Q'_0用式(58)计算 $\ln \left 1 - e^{-\frac{\pi(x-x_0)}{\sigma}} \right$ 值由图 3-5-3 查得	两疏水孔间中点 a 的水头值 $H_a = H - \left[s \left(1 - 0.2 \frac{\sigma}{0.5L} \right) \alpha \beta \right] \quad (60)$ $\beta = 1$ $\alpha = \frac{\alpha_1 + \alpha_2}{2}$ α_1, α_2, A 值同式(51)中数值
$H_x = H - \left[s \left(1 - \frac{x}{0.5L} \right) \alpha \beta \right] \quad (61)$ 在补给区方向: $\alpha_1 = \frac{1}{1 + \frac{2\sigma}{L_1} A} \quad \beta_1 = \frac{1}{1 + \frac{M}{L_1} \sigma}$ 在排泄区方向: $\alpha_2 = \frac{1}{1 + \frac{2\sigma}{L_2} A} \quad \beta_2 = \frac{1}{1 + \frac{M}{L_2} \sigma}$ $A = 0.73 \lg \frac{\sigma}{\pi r}$, A 值也可由图 3-5-1 查得 $\sigma = 1.47 \frac{1}{\sin \frac{\pi(1+d)}{2M}}$, σ 值也可由图 3-5-2 查得	H_a 用式(60)计算, 但式中: $\beta = \frac{\beta_1 + \beta_2}{2}$ $\beta_1 = \frac{1}{1 + \frac{M}{L_1} \sigma}, \quad \beta_2 = \frac{1}{1 + \frac{M}{L_2} \sigma}$ $\sigma = 1.47 \lg \frac{1}{\sin \frac{\pi(1+d)}{2M}}$ σ 值也可由图 3-5-2 查得
无压区: H_x 的计算式, 近似式(60), 但式中 Q'_0 用式(65) 计算	H_a 的计算式近似式(51)
	H_a 的计算式近似于无压非完整孔 H_a 的计算式

表 3-5-1 中公式符号说明:

Q'_{01} ——完整单个疏水孔涌水量, m^3/d ;

K ——渗透系数, m/d ;

H ——潜水含水层为疏水孔处含水层厚度; 承压含水层为疏水孔处由含水层底板算起的水头值, m ;

s ——疏水孔的水位降低值, m ;

σ ——疏水孔间距之半, m ;

r ——疏水孔半径, m ;

L_1 ——疏水孔排到补给区的距离, m ;

L_2 ——疏水孔排到天然排泄区的距离, m ;

L ——补给区到天然排泄区的距离, m ;

H_2 ——稳定降落曲线形成后, 穿过疏水孔、垂直孔排方向上任意点 $m(x, 0)$ 处由含水层底板算起的水位高度 (潜水含水层) 或水头值 (承压含水层), m ;

$$\ln \left| 1 - e^{\frac{-\pi(x-x_0)}{\sigma}} \right| - \left| 1 - e^{\frac{-\pi(x-x_0)}{\sigma}} \right| \quad \text{绝对值的对数, 其值可由图 3-5-3 查得,}$$

x_0 ——疏水孔排到 y 轴的距离, 米。孔排在补给区一方时, 取正值, 在天然排泄区一方时, 取负值。见表内图 (15) 图中 y 轴到补给区与天然排泄区的距离相等);

x ——任意点 $m(x, 0)$ 到坐标原点的距离, m ; 其正负值取法同 x_0 , 在公式 (49) ~ (66) 中用;

H_1, H_2 ——分别为潜水含水层补给区、天然排泄区的含水层厚度; 承压含水层为上述两区由含水层底板算起的水头值, m ;

H_a ——稳定降落曲线形成后, 两疏水孔中点 a 处由含水层底板算起的水位高度 (潜水含水层) 或水头值 (承压含水层), m ;

Q_{rec} ——非完整单个疏水孔涌水量, m^3/d ;

h_1, h_2, h_3 ——分别为潜水含水层补给区、天然排泄区以及疏水孔处过滤器进水部分长度中点线以上含水层厚度, m ;

T ——过滤器进水部分长度中点线以下含水层厚度, m ;

l ——过滤器进水部分长度, m ;

h_x ——稳定降落曲线形成后, 点 $m(x, 0)$ 由过滤器进水部分长度中点线算起的水位高度, m ;

M ——承压含水层厚度, m ;

d ——疏水孔直径, m ;

h ——疏水孔中由含水层底板算起的水位高度, m ;

M' ——过滤器进水部分长度中点线以上承压含水层厚度, m ;

H'_1, H'_2, H'_3 ——分别为承压含水层补给区、天然排泄区及疏水孔处过滤器进水部分长度中点线到静止水位的高度, m ;

x ——任意点 m 到孔排的距离, m ;

在公式 (34) ~ (48) 中用;

Q_1 ——由宽度为 2σ 的补给区流来的地下水流量, m^3/d ;

$$\text{ch} \frac{\pi R}{\sigma} - \frac{\pi R}{\sigma} \text{ 的双曲线余弦函数, } \text{ch} \frac{\pi R}{\sigma} = \cosh \frac{\pi R}{\sigma} = \frac{e^{\frac{\pi R}{\sigma}} + e^{-\frac{\pi R}{\sigma}}}{2},$$

R ——影响半径, m ;

H_y ——稳定降落曲线形成后, 穿过疏水孔、垂直孔排方向上任意点 $m(\sigma, y)$ 处由含水层底板算起的水位高度 (潜水含水层) 或水头值 (承压含水层), m ;

y ——沿 y 轴方向, 点 $m(\sigma, y)$ 离孔排的距离, m ;

h_y ——稳定降落曲线形成后, 点 $m(\sigma, y)$ 处由过滤器进水部分长度中点线算起的水位高度, m ;

h_a ——稳定降落曲线形成后, 两疏水孔中点 a 处由过滤器进水部分长度中点线算起的水位高度, m ;

b ——稳定降落曲线形成后, 承压区转无压区的分界点到孔排的距离, m ;

H ——过滤器进水部分长度中点线到静止水位的高度, m ;

其他符号见本表所附图示。

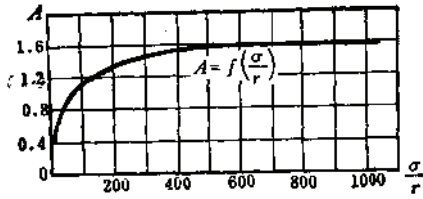


图 3-5-1 确定A值的辅助曲线图

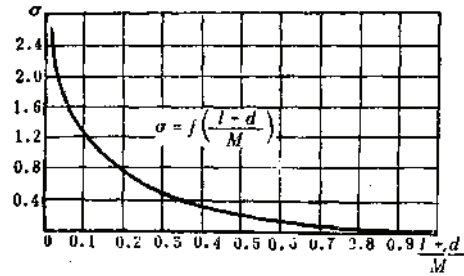


图 3-5-2 确定sigma值的辅助曲线图

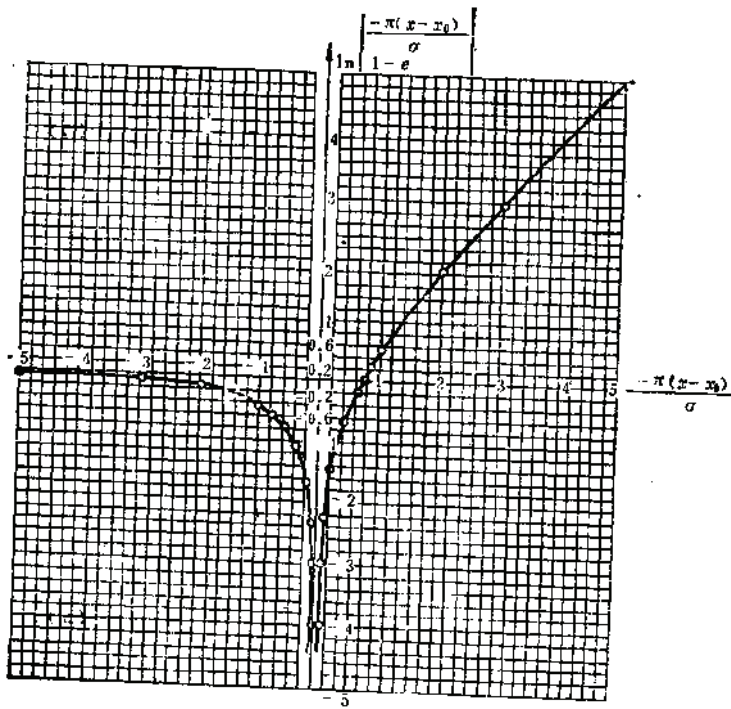


图 3-5-3 求 $\ln \left| 1 - e^{-\frac{\pi(x-x_0)}{\sigma}} \right|$ 值的辅助曲线图

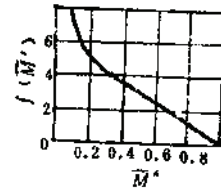
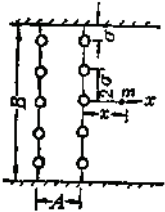
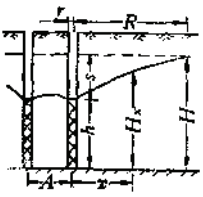
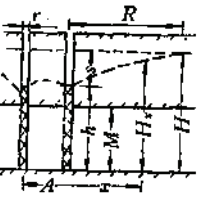
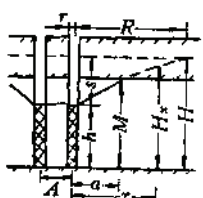


图 3-5-4 计算函数 $f(M)$ 的辅助曲线图

双直线疏水孔排的水

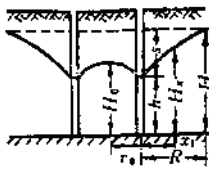
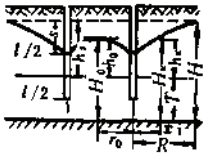
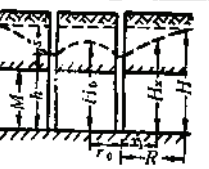
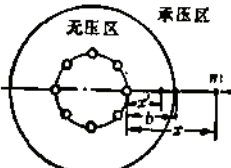
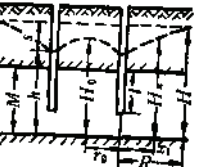
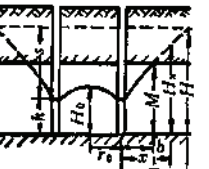
应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计	
			涌水量	
双直线疏水孔排垂直于两平行阻水边界的含水层中  (1)	无完整承压孔	 (2)	$Q = \frac{BK(2H-s)s}{2R + \frac{2\sigma}{\pi} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (1)$	
	承压完整孔	 (3)	$Q = \frac{BKMS}{R + \frac{2\sigma}{\pi} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (3)$	
	承压完整转无压孔	 (4)	$Q = \frac{BK[(2H-M)M-k^2]}{2R + \frac{2\sigma}{\pi} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (5)$	

文地质计算公式表

表 3-5-2

算 公 式	公 式 中 符 号 说 明
穿过疏水孔、垂直孔排方向上降落曲线方程式	
$H_x = \sqrt{H^2 - \frac{Q}{BK} \left(2X + \frac{2\sigma}{\pi} \ln \frac{\sigma}{\pi r} \right)} \quad (2)$	Q—一条直线疏水孔排的总涌水量(单侧进水), m^3/d; B—地下水迳流宽度(即两平行阻水边界之间的距离), m; A—直线疏水孔排之间的距离, m; H_x—距直线疏水孔群距离为 x 处的平均水位, m; 其他符号同表 3-5-1
$H_x = H - \frac{Q}{BK M} \left(x + \frac{2\sigma}{\pi} \ln \frac{\sigma}{\pi r} \right) \quad (4)$	
承压区, H_x 用式 (4) 计算, 式中 Q 用式 (5) 计算。 无压区: $H_x = M_1 - \frac{Q}{BK} \left(2x + \frac{2\sigma}{\pi} \ln \frac{\sigma}{\pi r} \right)$	

无界含水层中的单环形疏

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计
			干扰单孔涌水量
1. 单环形疏水孔群布置在无界含水层中	无	完整孔	 $Q'_0 = \frac{\pi K (2H - s)s}{\ln \frac{R^2}{r_0 r_0^{n-1}}} \quad (1)$
 (1) 单环形疏水孔群平面布置图	非完整孔	 $Q'_{nec} = \frac{\pi K (2h_s - s)s}{\ln \frac{R^2}{r_0 r_0^{n-1}}} + \frac{2\pi K T s}{N + \xi_0} \quad (4)$ $N = \ln \frac{R^2}{r_0 r_0^{n-1} T} \quad (5)$ $\xi_0 = \frac{T}{l} \left[2 \ln \frac{4T}{r} - f \left(\frac{l}{2T} \right) \right] - 1.38 \quad (6)$ $f \left(\frac{l}{2T} \right)$ 值由图 3-5-4 查得, 此时取 $\frac{l}{2T} = \bar{M}'$	
	承压	完整孔	 $Q'_0 = \frac{2\pi K M s}{\ln \frac{R^2}{r_0 r_0^{n-1}}} \quad (12)$
 (2) 承压转无压孔群投影平面图	非完整孔	 $Q'_{nec} = \frac{2\pi K M s}{N' + \xi'_0} \quad (15)$ $N' = \ln \frac{R^2}{r_0 r_0^{n-1} M} \quad (16)$ $\xi'_0 = \frac{M}{2l} \left[2 \ln \frac{4M}{r} - f \left(\frac{l}{M} \right) \right] - 1.38 \quad (17)$ $f \left(\frac{l}{M} \right)$ 值由图 3-5-4 查得, 此时取 $\frac{l}{M} = \bar{M}'$	
	承压转无压	完整孔	 $Q'_0 = \frac{\pi K [(2H - M)M - h^2]}{\ln \frac{R^2}{r_0 r_0^{n-1}}} \quad (20)$

水孔群水文地质计算公式表

表 3-5-3

算 公 式	圆 环 中 心 水 头
降落曲线方程式 $H_x = \sqrt{H^2 - \frac{Q'_0}{\pi K} [\ln R^n - \ln(x_1 x_2 x_3 \cdots x_n)]} \quad (2)$ Q'_0 = 用式(1)计算	$H_0 = \sqrt{H^2 - \frac{nQ'_0(\ln R - \ln r_0)}{\pi K}} \quad (3)$ Q'_0 用式(1)计算
$H_x = h_x + T \quad (7)$ $h_x = \sqrt{h_s^2 - \frac{Q'_0}{\pi K} [\ln R^n - \ln(x_1 x_2 x_3 \cdots x_n)]} \quad (8)$ $Q'_0 = \frac{\pi K(2h_s - s)s}{\ln \frac{R^n}{rnr_0^{n-1}}} \quad (9)$	$H_0 = h_0 + T \quad (10)$ $h_0 = \sqrt{h_s^2 - \frac{nQ'_0}{\pi K} (\ln R - \ln r_0)} \quad (11)$ Q'_0 用式(9)计算
$H_x = H - \frac{Q'_0}{2\pi KM} [\ln R^n - \ln(x_1 x_2 x_3 \cdots x_n)] \quad (12)$ Q'_0 用式(12)计算	$H_0 = H - \frac{nQ'_0(\ln R - \ln r_0)}{2\pi KM} \quad (14)$ Q'_0 用式(12)计算
应用条件: $x_1 \geq \frac{nrn^{n-1}M}{x_2 x_3 \cdots x_n}$ $H_x = h + \frac{Q'_{nec}}{2\pi KM} \left[\ln \frac{x_1 x_2 x_3 \cdots x_n}{nr_0^{n-1}M} + \xi'_0 \right] \quad (18)$ Q'_{nec} 用式(15)计算 ξ'_0 用式(17)计算	$H_0 = h + \frac{Q'_{nec}}{2\pi KM} \left[\ln \frac{r_0}{nM} + \xi'_0 \right] \quad (19)$ Q'_{nec} 用式(15)计算 ξ'_0 用式(17)计算
承压区: ($R \geq x \geq b$) 见图(7) $H_x = H - \frac{Q'_0}{2\pi KM} [\ln R^n - \ln(x_1 x_2 x_3 \cdots x_n)] \quad (21)$ 无压区: $b \geq x \geq r$ $H_x = \sqrt{h^2 + \frac{Q'_0}{\pi K} [\ln(x'_1 x'_2 x'_3 \cdots x'_n) - \ln rnr_0^{n-1}]} \quad (22)$ Q'_0 用式(20)计算 b 值由下式求得: $\ln b^n \sim \ln rnr_0^{n-1} + \frac{M^2 - h^2}{(2H - M)M - h^2} \ln \frac{R^n}{rnr_0^{n-1}} \quad (23)$	$H_0 = \sqrt{h^2 + \frac{Q'_0}{\pi K} \left(\ln \frac{r_0}{nr} \right)} \quad (24)$ Q'_0 用式(20)计算

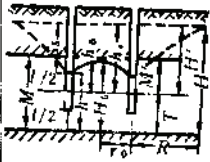
应用条件及平面图示	疏水孔 类 型	剖 面 图 示	计
			干 扰 单 孔 涌 水 量
	承 压 转 无 压	非 完 整 孔 	$Q'_{nec} = \frac{\pi K \left[(2H' - M')M' - \left(\frac{l}{2}\right)^2 \right]}{\ln \frac{R^2}{r r_0^{2-1}}} + \frac{2\pi K T s}{N + \xi_0} \quad (25)$ N 用式(5)计算 ξ_0 用式(6)计算

表 3-5-3 中公式符号说明:

H_x ——稳定降落曲线形成后,任意点 m 处由含水层底板算起的水位高度(潜水含水层)或水头值(承压含水层), m ;

H ——潜水含水层为含水层厚度;承压含水层为由含水层底板算起的水头值, m ;

H_0 ——稳定降落曲线形成后,环形中心点由含水层底板算起的水位高度(潜水含水层)或水头(承压含水层), m ;

n ——疏水孔数,个;

R ——影响半径, m ;

$x_1, x_2, x_3, \dots, x_n$ ——任意点 m 到各疏水孔的距离,在公式(21)中则为承压区某点到疏水孔的距离, m ;

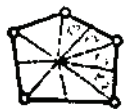
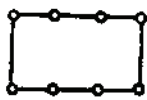
$x'_1, x'_2, x'_3, \dots, x'_n$ ——承压区某点到各疏水孔的距离, m ;

b ——疏水孔到承压转无压区的分界线的最近距离, m ;

r_0 ——孔群圆环的半径, m ;其值根据疏水孔群平面布置形态,按表 3-5-4 中公式计算;

其它符号见表 3-5-1 符号说明及本表中的图示。

孔 群 圆 环 半

疏 水 孔 群 布 置 形 态	计 算 公 式
 (1)	$r_0 = \frac{L}{2\pi}$
 (2)	$r_0 = \lambda \sqrt{r_1 r_2 r_3 \dots r_n}$
 (3)	$r_0 = \frac{P}{2\pi}$

续表

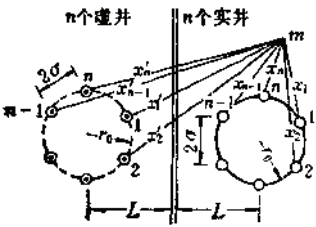
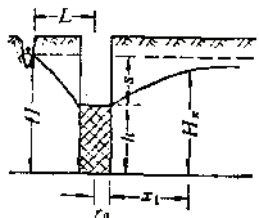
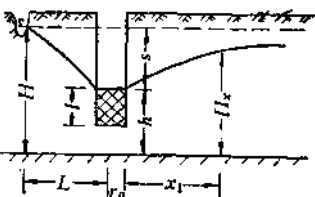
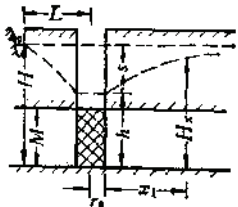
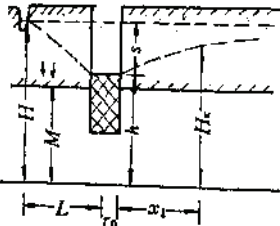
算 公 式	
降落曲线方程式	圆 环 中 心 水 头
无压区: ($b \geq x' \geq r$) $H'_x = h_x + T \quad (26)$ $h_x = \sqrt{\left(\frac{l}{2}\right)^2 + \frac{Q'_0}{\pi K} [\ln(x'_1 x'_2 x'_3 \cdots x'_n) - \ln r r_0^{n-1}]} \quad (27)$ $Q'_0 = \frac{\pi K \left[(2H' - M')M' - \left(\frac{l}{2}\right)^2 \right]}{\ln \frac{R^2}{r n r_0^{n-1}}} \quad (28)$ b值由式(23)近似确定	H_0用式(10)、(11)计算,但式中 Q'_0用式(28)计算

径 计 算 公 式 表

表 3-5-4

符 号 说 明
r_0——孔群圆环的半径, m; L——圆形布置孔群的周长, m; $r_1, r_2, r_3, \cdots, r_n$——多边形的各边中点及各顶点到多边形重心的距离, m; λ——标志点数; P——长方形的周边长, m

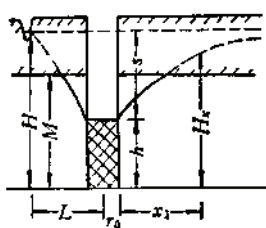
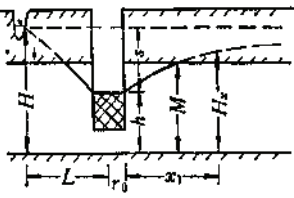
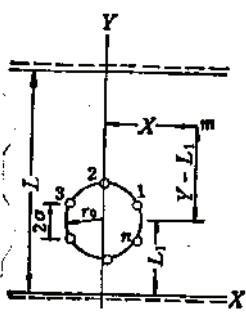
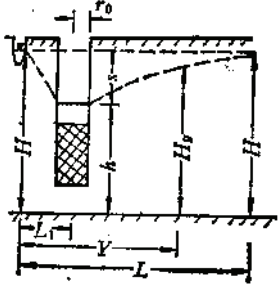
有界含水层中的单环形成疏

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计
			涌水量
1. 单环形成疏水孔群布置在一侧为供水边界的含水层中 (1) 	完 无 孔	 (2)	$Q = \frac{\pi K(2H-S)S}{\ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (1)$
	压 整 孔	 (3)	$Q = \frac{\pi K(2H-S)S}{\ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (4)$
	完 疏 孔	 (4)	$Q = \frac{2\pi KMS}{\ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (7)$
	非 完 疏 孔	 (5)	$Q = \frac{2\pi KMS}{\ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (8)$

水孔群水文地质计算公式表

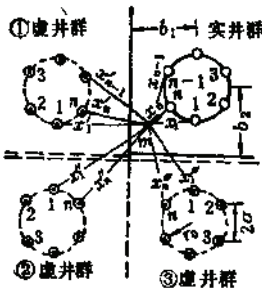
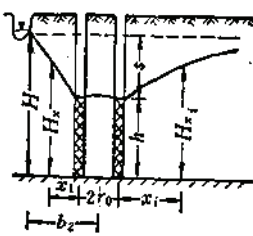
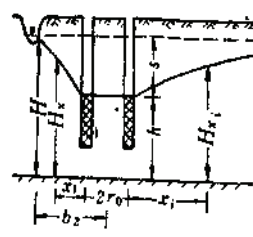
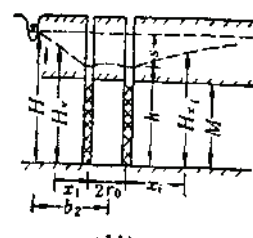
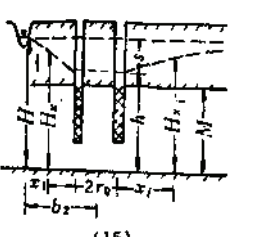
表 3-5-5

算 公 式	计 算 公 式 中 符 号 说 明
平面上任意点 m 势的求解方程	
$\varphi_k - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{x'_1 x'_2 \cdots x'_n}{x_1 x_2 \cdots x_n} \right] \quad (2)$	Q —疏水实孔群总涌水量, m^3/d ; L —疏水孔群中心至供水边界的距离, m ; $x_1, x_2, \cdots, x_n$ —任意点 m 至各实疏水孔的距离, m ; $x'_1, x'_2, \cdots, x'_n$ —任意点 m 至各虚疏水孔的距离, m ; ξ_H —不完善孔阻力系数, 由图 3-3-3 和 3-3-4 查得, 图中承压不完善孔 ξ_H 为 $\left(\frac{l}{M}, \frac{M}{r} \right)$; 无压不完善孔 ξ_H 为 $\left(\frac{l}{H}, \frac{H}{r} \right)$; φ_k —边界上的势, 承压孔为 $\varphi_k = KMH$; 无压孔为 $\varphi_k = \frac{1}{2}KH^2$; φ_m —任意点 m 的势, 承压孔 $\varphi_m = KMH$; 无压孔为 $\varphi_m = \frac{1}{2}KH^2$; φ_w —疏水孔孔壁上的势, 承压孔为 $\varphi_w = K M h^2_w$; 无压孔为 $\varphi_w = \frac{1}{2} K h^2_w$; S —疏水孔水位降低, m ; H_x —稳定降落曲线形成后, 任意点 m 处, 由含水层底板算起的水位高度(潜水)或水头值(承压水), m ; h_m —疏水孔中由含水层底板算起的水位高度, m
$\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \left(\ln \frac{x_1 x_2 \cdots x_n}{x'_1 x'_2 \cdots x'_n} + \ln \frac{\sigma}{\pi r} \right) + \ln \frac{2L}{r_0} \right] \quad (3)$	
$\varphi_k - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{x'_1 x'_2 \cdots x'_n}{x_1 x_2 \cdots x_n} + \frac{1}{n} \xi_H \right] \quad (5)$	
$\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \left(\ln \frac{x_1 x_2 \cdots x_n}{x'_1 x'_2 \cdots x'_n} + \ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right) + \ln \frac{2L}{r_0} \right] \quad (6)$	
按 (2) 或 (3) 计算, 其中 Q 按 (7) 计算	
按 (5) 或 (6) 式计算, 其中 Q 按 (8) 式计算	

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计
			涌水量
	完整承压含水层	 (6)	$Q = \frac{\pi K[(2H-M)M-h^2]}{\ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (9)$
	非完整承压含水层	 (7)	$Q = \frac{\pi K[(2H-M)M-h^2]}{\ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (10)$
2. 单环形疏水孔群布置在两个平行供水边界之间的含水层中	完整含水层	 (8)	$Q = \frac{\pi K(2H-S)S}{\ln \left(\frac{2L_1}{r_0} B \right) + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (11)$
	非完整含水层	 (10)	$Q = \frac{\pi K(2H-S)S}{\ln \left(\frac{2L_1}{r_0} B \right) + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (14)$

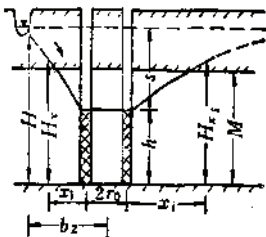
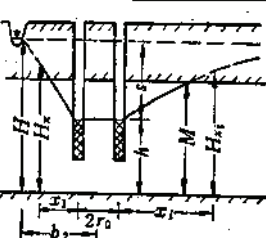
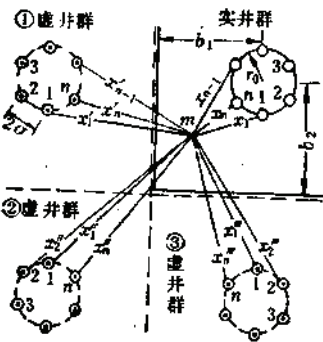
续表

算 公 式	计算公式中符号说明												
平面上任意点 m 势的求解方程													
按(2)或(3)式计算, 其中 Q 按(9)式计算													
按(5)或(6)式计算, 其中 Q 按(10)式计算													
$\varphi_i - \varphi_m = \frac{Q}{4\pi} \left[\ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{L} - \cos \frac{\pi(y+L_1)}{L}}{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{L} - \cos \frac{\pi(y-L_1)}{L}} \right] \quad (12)$	L —两平行供水边界之间的距离, m ; L_1 —疏水孔群中心至 x 轴的距离, m ; $B = \frac{\sin \frac{\pi L_1}{L}}{\frac{\pi L_1}{L}}$ 可由下表查得:												
$\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{2} \ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{L} - \cos \frac{\pi(y-L_1)}{L}}{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{L} - \cos \frac{\pi(y+L_1)}{L}} + \ln \left(\frac{2L_1}{r_0} B \right) + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r} \right] \quad (13)$	<table border="1"> <tr> <td>L_1/L</td><td>0.1</td><td>0.2</td><td>0.3</td><td>0.4</td><td>0.5</td></tr> <tr> <td>B</td><td>0.983</td><td>0.936</td><td>0.858</td><td>0.757</td><td>0.637</td></tr> </table>	L_1/L	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	B	0.983	0.936	0.858	0.757	0.637
L_1/L	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5								
B	0.983	0.936	0.858	0.757	0.637								
$\varphi_i - \varphi_w = \frac{Q}{4\pi} \left[\ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{L} - \cos \frac{\pi(y+L_1)}{L}}{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{L} - \cos \frac{\pi(y-L_1)}{L}} + \frac{1}{n} \xi_H \right] \quad (15)$	<table border="1"> <tr> <td>L_1/L</td><td>0.6</td><td>0.7</td><td>0.8</td><td>0.9</td></tr> <tr> <td>B</td><td>0.505</td><td>0.368</td><td>0.224</td><td>0.110</td></tr> </table>	L_1/L	0.6	0.7	0.8	0.9	B	0.505	0.368	0.224	0.110		
L_1/L	0.6	0.7	0.8	0.9									
B	0.505	0.368	0.224	0.110									
$\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{2} \ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{L} - \cos \frac{\pi(y-L_1)}{L}}{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{L} - \cos \frac{\pi(y+L_1)}{L}} + \ln \left(\frac{2L_1}{r_0} B \right) + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right) \right] \quad (16)$	H_w — y 轴上任意点 m 的水位, m ; 其他符号同前												

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计
			涌水量
3. 单环形疏水孔群布置在由阻水和供水边界正交的含水层中 (11) 	完整孔	 (12)	$Q = \frac{\pi K(2H - S)S}{\ln \frac{2b_2 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{b_1 r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (17)$
	非完整孔	 (13)	$Q = \frac{\pi K(2H - S)S}{\ln \frac{2b_2 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{b_1 r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (20)$
	完整孔	 (14)	$Q = \frac{2\pi KMS}{\ln \frac{2b_2 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{b_1 r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (23)$
	非完整孔	 (15)	$Q = \frac{2\pi KMS}{\ln \frac{2b_2 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{b_1 r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (24)$

续表

算 公 式	计 算 公 式 中 符 号 说 明
平面上任意点 m 势的求解方程	
$\varphi_k - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{(x_1' x_2' \dots x_n') (x_1'' x_2'' \dots x_n'')}{(x_1 x_2 \dots x_n) (x_1' x_2' \dots x_n')} \right] \quad (18)$ $\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{(x_1 x_2 \dots x_n) (x_1' x_2' \dots x_n')}{(x_1'' x_2'' \dots x_n'') (x_1''' x_2''' \dots x_n''')} \right] + \ln \frac{2b_2 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{b_1 r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r} \quad (19)$	b_1 —疏水孔群中心至阻水边界的距离, m ; b_2 —疏水孔群中心至供水边界的距离, m ; $x_1, x_2, \dots, x_n$ —任意点 m 至实疏水孔群各孔的距离, m ; $x_1', x_2', \dots, x_n'$ —任意点 m 至①虚疏水孔群各孔的距离, m ; $x_1'', x_2'', \dots, x_n''$ —任意点 m 至②虚疏水孔群各孔的距离, m ; $x_1''', x_2''', \dots, x_n'''$ —任意点 m 至③虚疏水孔群各孔的距离, m ; Q —实疏水孔群总涌水量, m^3/d ; 其它符号同前
$\varphi_k - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{(x_1'' x_2'' \dots x_n'') (x_1''' x_2''' \dots x_n''')}{(x_1 x_2 \dots x_n) (x_1' x_2' \dots x_n')} + \frac{1}{n} \xi_H \right] \quad (21)$ $\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{(x_1 x_2 \dots x_n) (x_1' x_2' \dots x_n')}{(x_1'' x_2'' \dots x_n'') (x_1''' x_2''' \dots x_n''')} + \ln \frac{2b_2 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}}{b_1 r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right) \right] \quad (22)$	
按(18)或(19)式计算, 其中 Q 按(23)式计算	
按(21)或(22)式计算, 其中 Q 按(24)式计算	

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计
			涌水量
	完整承压孔	 (16)	$Q = \frac{\pi K [(2H - M)M - h^2]}{2b_1 \sqrt{b_1^2 + b_2^2} \ln \frac{b_1 r_0}{b_1 r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (25)$
	非完整孔	 (17)	$Q = \frac{\pi K [(2H - M)M - h^2]}{2b_1 \sqrt{b_1^2 + b_2^2} \ln \frac{b_1 r_0}{b_1 r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (26)$
4. 单环疏水孔群布置在由两个供水边界正交的含水层中	完整孔	同本表图(12)	$Q = \frac{\pi K (2H - S) S}{\ln \frac{2b_1 b_2}{r_0 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (27)$
 (18)	非完整孔	同本表图(13)	$Q = \frac{\pi K (2H - S) S}{\ln \frac{2b_1 b_2}{r_0 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (30)$

续表

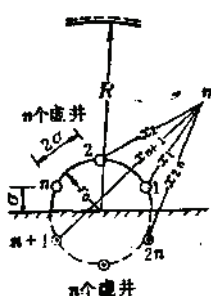
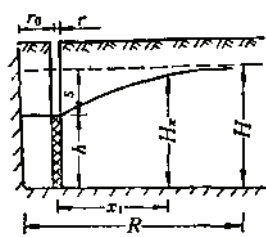
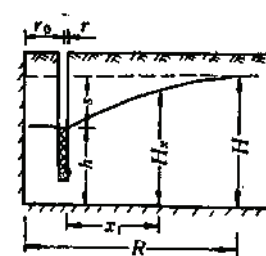
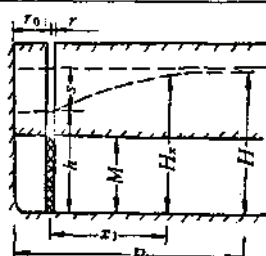
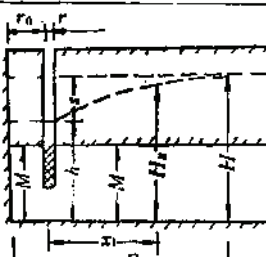
算 公 式	计 算 公 式 中 符 号 说 明
平面上任意点 m 势的求解方程	
按(18)或(19)式计算, 其中 Q 按(25)式计算	
按(21)或(22)式计算, 其中 Q 按(26)式计算	
$\varphi_k - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{(x'_1 x'_2 \cdots x'_n)(x''_1 x''_2 \cdots x''_n)}{(x_1 x_2 \cdots x_n)(x'_1 x'_2 \cdots x'_n)} \right] \quad (28)$ $\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{(x_1 x_2 \cdots x_n)(x'_1 x'_2 \cdots x'_n)}{(x'_1 x'_2 \cdots x'_n)(x''_1 x''_2 \cdots x''_n)} + \right. \\ \left. + \ln \frac{2b_1 b_2}{r_0 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r} \right] \quad (29)$	b_1 —疏水孔群中心至供水边界的距离, m , 其它符号同上。
$\varphi_k - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{(x'_1 x'_2 \cdots x'_n)(x''_1 x''_2 \cdots x''_n)}{(x_1 x_2 \cdots x_n)(x'_1 x'_2 \cdots x'_n)} + \right. \\ \left. + \frac{1}{n} \ln H \right] \quad (31)$ $\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{(x_1 x_2 \cdots x_n)(x'_1 x'_2 \cdots x'_n)}{(x'_1 x'_2 \cdots x'_n)(x''_1 x''_2 \cdots x''_n)} + \right. \\ \left. + \ln \frac{2b_1 b_2}{r_0 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \ln H \right) \right] \quad (32)$	

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计
			涌水量
	完整承压孔	同本表图(14)	$Q = \frac{2\pi KMS}{\ln \frac{2b_1b_2}{r_0 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}}$ (33)
	非完整承压孔	同本表图(15)	$Q = \frac{2\pi KMS}{\ln \frac{2b_1b_2}{r_0 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)}$ (34)
	完整承压孔	同本表图(16)	$Q = \frac{\pi K [(2H - M)M - h^2]}{\ln \frac{2b_1b_2}{r_0 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}}$ (35)
	非完整承压孔	同本表图(17)	$Q = \frac{\pi K [(2H - M)M - h^2]}{\ln \frac{2b_1b_2}{r_0 \sqrt{b_1^2 + b_2^2}} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)}$ (36)

续表

算 公 式	计 算 公 式 中 符 号 说 明
平面上任意点 m 势的求解方程	
按(28)或(29)式计算, 其中 Q 按(33)式计算	
按(31)或(32)式计算, 其中 Q 按(34)计算	
按(28)或(29)式计算, 其中 Q 按(35)式计算	
按(31)或(32)式计算, 其中 Q 按(36)式计算	

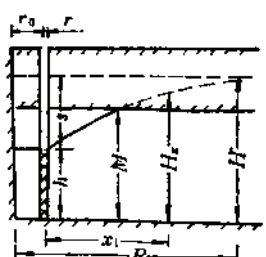
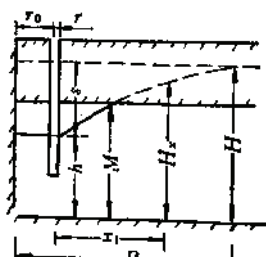
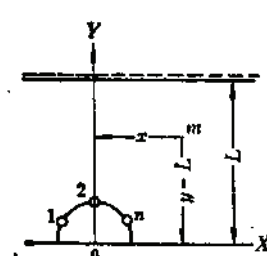
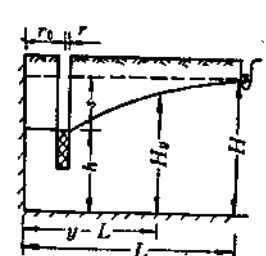
半圆(或弧)形疏水孔

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计
			涌水量
1. 半环形疏水孔群布置在直线阻水边界附近的含水层中  (1)	完整孔	 (2)	$Q = \frac{\pi K (2H - S) S}{2 \ln \frac{R}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (1)$
	非完整孔	 (3)	$Q = \frac{\pi K (2H - S) S}{2 \ln \frac{R}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (4)$
	完整承孔	 (4)	$Q = \frac{2\pi K M S}{2 \ln \frac{R}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (7)$
	非完整承孔	 (5)	$Q = \frac{2\pi K M S}{2 \ln \frac{R}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (8)$

• 群水文地质计算公式表

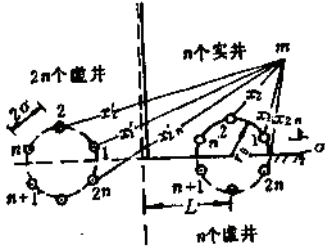
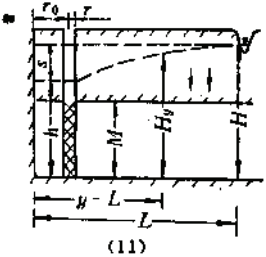
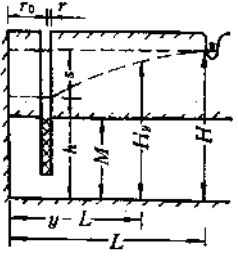
表 3-5-8

算 公 式	计 算 公 式 中 符 号 说 明
平面上任意点 m 势的求解方程	
$\varphi_k - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\ln R^2 - \frac{1}{n} \ln x_1 x_2 \cdots x_{2n} \right] \quad (2)$	Q — n 个实孔的总涌水量, m^3/d ; $x_1, x_2, \cdots, x_{2n}$ —任意点(m)分别至 n 个实孔及虚孔的距离, m ; φ_k —边界上的势, 无压孔为 $\varphi_k = \frac{1}{2}KH^2$, 承压孔为 $\varphi_k = KMH$;
$\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln x_1 x_2 \cdots x_{2n} - \ln r_0^2 + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r} \right] \quad (3)$	φ_m —任意点 m 的势, 无压孔为 $\varphi_m = \frac{1}{2}KH_m^2$, 承压孔为 $\varphi_m = KMH_m$; φ_w —疏水孔孔壁上的势, 无压孔为 $\varphi_w = \frac{1}{2}Kh_w^2$, 承压孔为 $\varphi_w = KMh_w$; ξ_H —边界不完整孔阻力系数, 由图3-3-3和3-3-4查得 其它符号同前
$\varphi_k - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\ln R^2 - \frac{1}{n} \ln x_1 x_2 \cdots x_{2n} + \frac{1}{n} \xi_H \right] \quad (5)$	
$\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln x_1 x_2 \cdots x_{2n} - \ln r_0^2 + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right) \right] \quad (6)$	
按(2)或(3)式计算, 其中 Q 按(7)式计算	
按(5)或(6)式计算, 其中 Q 按(8)式计算	

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计
			涌水量
	完整承压转无压完整孔		$Q = \frac{\pi K [(2H - M)M - h^2]}{2 \ln \frac{R}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (9)$
	完整孔		$Q = \frac{\pi K [(2H - M)M - h^2]}{2 \ln \frac{R}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi H \right)} \quad (10)$
2. 半环形疏水孔群布置在供水和阻水边界之间的含水层中	完整孔		$Q = \frac{\pi K (2H - S) S}{2 \ln \frac{1.27 L}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (11)$
	非完整孔		$Q = \frac{\pi K (2H - S) S}{2 \ln \frac{1.27 L}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi H \right)} \quad (14)$

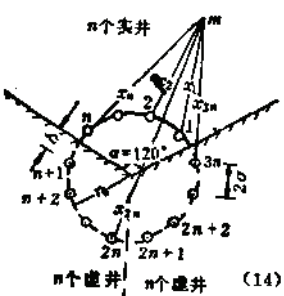
续表

算 公 式	计 算 公 式 中 符 号 说 明
平面上任意点 m 势的求解方程	
按(2)或(3)式计算, 其中 Q 按(9)式计算	
按(5)或(6)式计算, 其中 Q 按(10)式计算	
$\varphi_L - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{2L} - \cos \frac{\pi(y-L)}{2L}}{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{2L} - \cos \frac{\pi(y-L)}{2L}} \right] \quad (12)$ $\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{2L} - \cos \frac{\pi(y-L)}{2L}}{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{2L} - \cos \frac{\pi(y-L)}{2L}} + 2 \ln \frac{1.27L}{r_0} + \right. \\ \left. + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r} \right] \quad (13)$	L —平行供、阻水边界之间的距离, m ; 其它符号同前
$\varphi_k - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{2L} - \cos \frac{\pi(y-L)}{2L}}{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{2L} - \cos \frac{\pi(y-L)}{2L}} + \frac{1}{n} \xi_H \right] \quad (15)$ $\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\ln \frac{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{2L} - \cos \frac{\pi(y-L)}{2L}}{\operatorname{ch} \frac{\pi x}{2L} - \cos \frac{\pi(y-L)}{2L}} + 2 \ln \frac{1.27L}{r_0} + \right. \\ \left. + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right) \right] \quad (16)$	

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计	
			涌水量	
3. 半环形疏水孔群布置在供水和阻水边界正交的含水层中  (13)	完整孔	 (11)	$Q = \frac{2\pi KMS}{2\ln \frac{1.27L}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (17)$	
	非完整孔	 (12)	$Q = \frac{2\pi KMS}{2\ln \frac{1.27L}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (18)$	
	完整孔	同表3-5-5图(2)	$Q = \frac{\pi K(2H-S)S}{2\ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (19)$	
	非完整孔	同表3-5-5图(3)	$Q = \frac{\pi K(2H-S)S}{2\ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (22)$	

续表

算 公 式	计 算 公 式 中 符 号 说 明
平面上任意点 m 势的求解方程	
按 (12) 或 (13) 式计算, 其中 Q 按 (17) 式计算	
按 (15) 或 (16) 式计算, 其中 Q 按 (18) 式计算	
$\varphi_k - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{x'_1 x'_2 \cdots x'_{2n}}{x_1 x_2 \cdots x_{2n}} \right] \quad (20)$ $\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{x_1 x_2 \cdots x_{2n}}{x'_1 x'_2 \cdots x'_{2n}} + 2 \ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r} \right] \quad (21)$	L —半圆形疏水孔群中心至供水边界的距离, m ; $x_1, x_2, \cdots, x_{2n}$ —任意点 m 至 $2n$ 个疏水孔的距离, m ; $x'_1, x'_2, \cdots, x'_{2n}$ —任意点 m 至 $2n$ 个疏水虚 (注 水) 孔的距离, m ; 其它符号同前
$\varphi_k - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{x'_1 x'_2 \cdots x'_{2n}}{x_1 x_2 \cdots x_{2n}} + \frac{1}{n} \xi_H \right] \quad (23)$ $\varphi_m - \varphi_w = \frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln \frac{x_1 x_2 \cdots x_{2n}}{x'_1 x'_2 \cdots x'_{2n}} + 2 \ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right) \right] \quad (24)$	

应用条件及平面图示	疏水孔类型	剖面图示	计	
			涌水量	
	完整承压孔	同表 3-5-5 图 (4)	$Q = \frac{2\pi KMS}{2\ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (25)$	
	非完整承压孔	同表 3-5-5 图 (5)	$Q = \frac{2\pi KMS}{2\ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (26)$	
	完整承压孔	同表 3-5-5 图 (6)	$Q = \frac{\pi K \left[(2H - M)M - h^2 \right]}{2\ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (27)$	
	无完整承压孔	同表 3-5-5 图 (7)	$Q = \frac{\pi K \left[(2H - M)M - h^2 \right]}{2\ln \frac{2L}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)} \quad (28)$	
	无完整承压孔	同本表图 (2)	$Q = \frac{\pi K (2H - S)S}{3\ln \frac{R}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (29)$	
4. 弧形疏水孔群布置在两个阻水边界斜交的含水层中  (14)	完整承压孔	同本表图 (2)	$Q = \frac{\pi K (2H - S)S}{3\ln \frac{R}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}} \quad (29)$	

续表

算 公 式	计 算 公 式 说 明
在平面上任意疏干 \$m\$ 的求解方程	
按(20)或(21)式计算, 其中 \$Q\$ 按(25)式计算	
$\left(u_1^2 + \frac{v}{\gamma n} \frac{I}{n} + \frac{Q}{\gamma n} \frac{1}{n} \right) \frac{1}{n} + \frac{Q}{\gamma n} \frac{1}{n} = 0 \quad (28) \text{ 图表本同}$	
按(23)或(24)式计算, 其中 \$Q\$ 按(26)式计算	
(28)	
按(20)或(21)式计算, 其中 \$Q\$ 按(27)式计算	
$\left(u_1^2 + \frac{v}{\gamma n} \frac{I}{n} + \frac{Q}{\gamma n} \frac{1}{n} \right) \frac{1}{n} + \frac{Q}{\gamma n} \frac{1}{n} = 0 \quad (29) \text{ 图表本同}$	
按(23)或(24)式计算, 其中 \$Q\$ 按(28)式计算	
$\left(u_1^2 + \frac{v}{\gamma n} \frac{I}{n} + \frac{Q}{\gamma n} \frac{1}{n} \right) \frac{1}{n} + \frac{Q}{\gamma n} \frac{1}{n} = 0 \quad (30) \text{ 图表本同}$	
(30)	
$\varphi_k - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\ln R^2 - \frac{1}{n} \ln(x_1 x_2 \cdots x_{3n}) \right] \quad (31)$	
$\left(u_1^2 + \frac{v}{\gamma n} \frac{I}{n} + \frac{Q}{\gamma n} \frac{1}{n} \right) \frac{1}{n} + \frac{Q}{\gamma n} \frac{1}{n} = 0 \quad (32) \text{ 图表本同}$	
(32)	

应用条件及平面图示	降水孔类型	剖面图示	计	
			涌	水 量
	无	同本表图 (3)	$Q = \frac{\pi K (2H - S) S}{3 \ln \frac{R}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)}$ (32)	
	承压	同本表图 (4)	$Q = \frac{2\pi KMS}{3 \ln \frac{R}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}}$ (35)	
	非承压	同本表图 (5)	$Q = \frac{2\pi KMS}{3 \ln \frac{R}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)}$ (36)	
	承压	同本表图 (6)	$Q = \frac{\pi K [(2H - M)M - h^2]}{3 \ln \frac{R}{r_0} + \frac{1}{n} \ln \frac{\sigma}{\pi r}}$ (37)	
	非承压	同本表图 (7)	$Q = \frac{\pi K [(2H - M)M - h^2]}{3 \ln \frac{R}{r_0} + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right)}$ (38)	

续表

算 公 式	计算公式中符号说明
平面上任意点 m 势的求解方程	
$\varphi_k - \varphi_m = \frac{Q}{2\pi} \left[\ln R^2 - \frac{1}{n} \ln(x_1 x_2 \cdots x_{2n}) + \frac{1}{n} \xi_H \right] \quad (33)$	
$\varphi_m - \varphi_w = -\frac{Q}{2\pi} \left[\frac{1}{n} \ln(x_1 x_2 \cdots x_{2n}) - \ln r_o^2 + \right. \\ \left. + \frac{1}{n} \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \right) \right] \quad (34)$	
按(30)或(31)式计算, 其中 Q 按(35)式计算	
按(33)或(34)式计算, 其中 Q 按(36)式计算	
按(30)或(31)式计算, 其中 Q 按(37)式计算	
按(33)或(34)式计算, 其中 Q 按(38)式计算	

任意布置疏水孔群的水文地质计算公式表

表 3-5-7

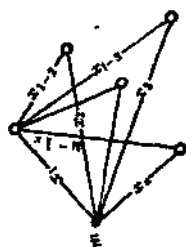


图 3-5-7 任意布置疏水孔群的水文地质计算公式表

疏水孔 类型	计 算 公 式		降 深 曲 线 方 程 式	
	干 扰 单 孔 涌 水 量			
无 压	完整孔	(1)	$Q'_0 = \frac{\pi K(2H-S)S}{\ln R^0 - \ln r_{x1-2} x_{1-3} \dots x_{1-n}}$	$Hx = \sqrt{\frac{H^2 - \frac{Q'_0}{\pi K} (\ln R^0 - \ln(x_1 x_2 x_3 \dots x_n))}{2}}$ (2)
	非完整孔	(3)	$Q'_{Hec} = \frac{\pi K(2h_2 - S)S}{\ln \frac{R^0}{r_{x1-2} x_{1-3} \dots x_{1-n}}} + \frac{2\pi KTs}{N + \xi_0}$ $N = \ln \frac{R^0}{T x_{1-2} x_{1-3} \dots x_{1-n}}$ $\xi_0 = \frac{T}{l} \left[2 \ln \frac{4T}{r} - \left(\frac{l}{2T} \right) \right] - 1.38$ $l \left(\frac{l}{2T} \right)$ 值由图 3-5-5 查得, 此时取 $\frac{l}{2T} = \bar{M}'$	$Hx = \sqrt{\frac{H^2 - \frac{Q'_0}{\pi K} (\ln R^0 - \ln(x_1 x_2 x_3 \dots x_n))}{2}}$ (6)
承压	完整孔	(22)	$Q'_0 = \frac{2\pi K S}{\ln R^0 - \ln r_{x1-2} x_{1-3} \dots x_{1-n}}$	$Hx = H - \frac{Q'_0}{2\pi K M} (\ln R^0 - \ln(x_1 x_2 x_3 \dots x_n))$ (8)
	非完整孔	(23)	$Q'_{Hec} = \frac{\pi K(2h_2 - S)S}{\ln \frac{R^0}{r_{x1-2} x_{1-3} \dots x_{1-n}}} + \frac{2\pi KTs}{N + \xi_0}$ $N = \ln \frac{R^0}{T x_{1-2} x_{1-3} \dots x_{1-n}}$ $\xi_0 = \frac{T}{l} \left[2 \ln \frac{4T}{r} - \left(\frac{l}{2T} \right) \right] - 1.38$ $l \left(\frac{l}{2T} \right)$ 值由图 3-5-5 查得, 此时取 $\frac{l}{2T} = \bar{M}'$	$Hx = H - \frac{Q'_0}{2\pi K M} (\ln R^0 - \ln(x_1 x_2 x_3 \dots x_n))$ (9)

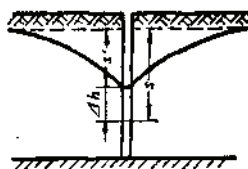


图 3-5-5 垂直疏水孔水跃值示意图

水跃值的计算公式见表 3-5-8。

水跃值计算公式表

表 3-5-8

应 用 条 件	计 算 公 式
完整深井降水孔	$\Delta h_c = 0.01 \alpha \xi \sqrt{\frac{Q'_0 S}{KF}}$ (1)
非完整深井降水孔	$\Delta h_H = \frac{\Delta h_c}{1 + A_n \left(1 - \frac{\Delta h_c}{S} \right)}$ (2)
完整直通式放水孔或打入式过滤器, 当孔中水位降到含水层底板即 $\Delta h_c = l$ 时	$\Delta h_c = 0.01 \alpha \sqrt{\frac{\xi^2 Q'_0 S}{\pi d K}}$ (3)

表 3-5-8 中公式符号说明

Δh_c ——完整疏水孔的水跃值, m;

ξ ——取决于过滤器类型的经验系数。包网和填砾过滤器 $\xi \approx 20$; 其它类型过滤器 $\xi \approx 7$;

Q'_0 ——疏水孔群单孔涌水量, m^3/d ;

S ——水位降低值, m;

K ——渗透系数, m/d;

F ——过滤器进水部分的面积, $F = \pi d l$, m^2 ;

d ——过滤器直径, m;

l ——过滤器进水部分长度, m;

Δh_H ——非完整疏水孔的水跃值, m;

A_n ——系数, $A_n = \frac{C}{h_c + \Delta h_n}$;

c ——疏水孔底到隔水层的距离, m;

h_c ——非完整疏水孔中的水柱值, m;

α ——疏水孔相互干扰时, 对水跃值的影响系数;

孔群呈环形布置时, α 值用下式求得:

$$\alpha = \frac{\ln \frac{R}{r}}{\ln \frac{R^2}{r n r c^2}}$$

孔群呈直线布置时, α 值用下式求得:

$$\alpha = \frac{\ln \frac{R}{r}}{\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \frac{\pi R}{2\sigma}}$$

R ——单个疏水孔工作时的影响半径, m;

r ——疏水孔半径, m;

R_0 ——疏水孔群的影响半径, m;

n ——环形布置的疏水孔个数, 个;

r_0 ——疏水孔群组成的环半径, m;

σ ——疏水孔间距之半, m。

5.2.1.3 静贮量和疏干时间的计算

1. 静贮量计算

1) 给水度 μ 的确定方法

在凡口矿疏干实践中提出了用坑道放水试验资料来计算给水度。其假设条件是:

(1)放水过程中, 在形成稳定状态以前, 某时刻的放水总量 Q_Z 等于同一时刻的相应水位降低的动流量 Q_D 与静贮量 Q_J 之和,

(2)在开始放水的瞬时 $S \approx 0$, $Q_D \approx 0$, 此时放水总量几乎全部消耗静贮量, 即 $Q_Z \approx Q_J$, 在水位达到稳定后则相反, $Q_Z \approx Q_D$;

(3)在放水开始到形成某一稳定漏斗时间内, 水位在不断下降, 在这个过程中, 动流量也在不断增大, 不同时刻的动流量可根据试验中三次水位降深资料作出的 $Q_D = f(s)$ 曲线求得。

具体做法如下:

(1)作放水总量随时间的变化曲线 $Q_Z = f(t)$;

(2)作水位降低(漏斗中心)随时间的变化曲线 $s = f(t)$;

(3)根据三次水位降深资料作出 $Q_D = f(s)$ 曲线;

(4)根据 $Q_D = f(s)$ 和 $s = f(t)$ 曲线可作 $Q_D = f(t)$ 曲线;

(5) $Q_Z = f(t)$ 与 $Q_D = f(t)$, 两曲线间所差的水量即为形成此稳定漏斗中的静贮量 Q_J , 见图 3-5-6;

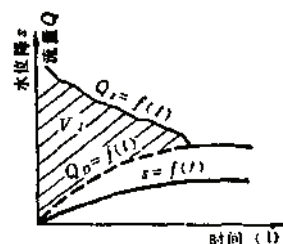


图 3-5-6 根据放水试验计算静贮量示意图

(6)计算出稳定漏斗体积 V , 则 $\mu = \frac{Q_J}{V}$ 。

此种方法的应用条件:

(1)适用于潜水含水层或承压含水层在降落漏斗中出现的无压区;

(2)放水量和降深较大, 且历时较长的试验;

(3)应有一定数量的观测孔和完整的观测资料, 这样才能计算出较准确的漏斗体积。

2) 疏干漏斗体积 V 的计算

疏干降落漏斗体积形态与含水层性质、含水层的边界条件和疏干工程布置形式等因素有关。疏干设计中, 应考虑影响漏斗体积形态的诸因素。确定疏干漏斗体积的几何形态,

按一般数学方法进行计算。以下介绍的是均质潜水含水层在平面上“无界”分布条件下,抽水孔或矿坑疏干漏斗体积 V 的计算公式如下(见图3-5-7):

$$V = \frac{\pi(H^2 - H^2)(R^2 - r^2)}{4\xi H(\ln R - \ln r)} \quad (3-5-4)$$

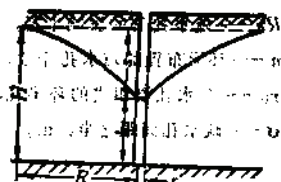
式中 H ——潜水含水层厚度, m;

h ——抽水孔中由含水层底板算起的水位高度或矿坑某阶段到含水层底板的距离, m;

R ——抽水孔的影响半径, 矿坑则应取引用影响半径 R_0 , m;

r ——抽水孔半径, 矿坑则应取引用半径 r_0 , m; 图3-5-7 降落漏斗体积计算示意图

ξ ——小于1的系数, 其值大小取决于 $\frac{h}{H}$ 和 $\frac{r}{R}$ 值, 可由表3-5-9查得。



ξ 值表

表3-5-9

$\frac{r}{R}$	$\frac{h}{H}$			
	0.2	0.4	0.6	0.8
0.5	0.77	0.80	0.88	0.85
0.1	0.86	0.88	0.91	0.95
0.01	0.93	0.95	0.96	0.97
0.001	0.95	0.96	0.97	0.98
0.0001	0.97	0.97	0.98	0.99

2. 疏干时间的计算

为了保证采掘工程对疏干降低水位要求的预期实现, 疏干时间是重要的影响因素。疏干时间是指在矿床疏干中, 地下水初始水位降至某一稳定的疏干设计水位所需要的排水时间。

1) 经验公式法

疏干过程中, 从排水开始到地下水形成稳定状态以前, 流入排水设施中的水量, 包括动流量和静储量两部分。排水能力中, 只有排除动流量以外的富裕能力来消耗静储量。在疏干进程中, 动流量是随着水位逐渐降低而不断增大。排水开始时, 动流量可视为零, 在降落漏斗形成稳定状态时, 静储量已全部消耗, 此时流入排水设施的全部水量均为相应于该降深的动流量。这样, 在由开始排水到形成稳定漏斗的全过程中, 便可以将不断变化着的动流量近似地等于该降深动流量之半(即平均动流量), 而消耗静储量的富裕能力则为排水能力与平均动流量之差。疏干时间的经验公式见表3-5-10。

2) 理论公式法

理论公式法疏干时间 t 的计算公式见表3-5-10。

5.2.2 水平疏干工程水文地质计算稳定流解析法

水平疏干工程包括明渠、暗渠、巷道、水平放水孔等。当水平疏干工程构成群形时,

疏干时间计算公式表

表 3-5-10

计算方法	计算公式	公式符号说明
经验公式	$t = \frac{Q_1}{Q_p - \frac{1}{2} Q_D}$	Q_1 ——疏干降落漏斗中的静储量, m^3 ; Q_p ——疏干排水的排水能力, m^3/d ; Q_D ——疏干过程中流入疏干区的动流量, m^3/d ; μ, μ^* ——潜水给水度或承压水弹性给水度, %; R_0 ——引用影响半径, m ; K ——渗透系数, m/d ; S ——疏干设计水位降深, m ; H ——潜水含水层厚度(或承压水从隔水底板算起的水头), m ; t ——疏干时间, d
理论公式 承压水	$t = \frac{0.44 \mu^* R_0^2}{K S}$	
理论公式 潜水	$t = \frac{0.88 \mu R_0^2}{K (2H - S)}$	

可拟作“大井”进行计算。

5.2.2.1 不同布置形式水平疏水巷道(明沟)疏干水文地质计算

单线列、双线列等布置形式的水平疏水巷道疏干水文地质计算公式见表 3-5-11 及表 3-5-12。

5.2.2.2 水平放水孔疏干水文地质计算

1. 平行并垂直于采场边帮的水平疏水孔

1) 水平疏水孔涌水量计算

(1) 地下水呈平面平行流时

疏水系统中每一个疏水孔的涌水量按下式计算:

$$Q_0 = \frac{1.16 T l \sqrt{\left(\frac{H}{R'}\right)^3}}{\left(\frac{l}{2\sigma}\right)^{0.57}} \quad (3-5-2)$$

$$R' = R - \left(\frac{1}{2}L - \rho_1\right)$$

式中 T ——含水层的导水系数, m^2/d ;

H ——含水层厚度, m ;

l ——疏水孔的长度, m ;

R ——疏水孔系统的影响半径, m ;

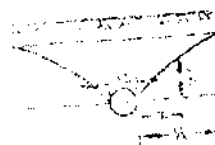
2σ ——疏水孔间距, m 。

$$\rho_1 = 40.82 \sqrt{H}$$

H ——含水层厚度(H 值的单位按 cm 计)。

(2) 地下水呈辐射流时

疏水系统中每一个疏水孔的涌水量按下式计算:



(3-5-3)

明沟、巷道的涌水量和降落曲线计算公式表

表 3-5-11

应用条件			图 示	计算项目	计 算 公 式
无 压	完整	双侧进水		涌水量	$Q = BK \frac{h_1^2 - h_2^2}{R} \quad (1)$
				降落曲线	$h_x = \sqrt{h_2^2 + \frac{x}{R}(h_1^2 - h_2^2)} \quad (2)$
		单侧靠河流补给		涌水量	$Q = BK \frac{h_1^2 - h_2^2}{2L} \quad (3)$
				降落曲线	$h_x = \sqrt{h_2^2 + \frac{x}{L}(h_1^2 - h_2^2)} \quad (4)$
	不完整	正坡		涌水量	$Q = BK \left\{ \frac{h_1^2 - h_2^2}{2l_1} - \frac{m_2 - m_1}{l_2} \left[\frac{2(H_1 - H_2)(h_1^2 + h_1 h_2 + h_2^2)}{3(h_1^2 - h_2^2)} + \frac{(h_1 + h_2)(m_2 - m_1)}{2(h_1 - h_2)} \right] \right\} \quad (5)$ 适用于正、反坡
		反倾斜坡		降落曲线	$h_x = \frac{H_1 - H_2}{h_1 - h_2} \sqrt{h_2^2 + \frac{x}{l_1}(h_1^2 - h_2^2)} + \frac{(m_2 - m_1)((h_1 - h_2)x + h_2 l)}{(h_1 - h_2)l} \quad (6)$ 适用于正、反坡
承压	完整	双侧进水		涌水量	$Q = BK \left(\frac{h_1^2 - h_2^2}{R} + 2h_0 q_r \right) \quad (7)$
				降落曲线	$H_x = h'_x + T \quad (8)$
	不完整	单侧进水		涌水量	$h'_x = \sqrt{h_2^2 + \frac{x}{R}(h_1^2 - h_2^2)} \quad (9)$
				降落曲线	$Q = \frac{2\alpha_1 BK h'_1}{\ln R - \ln r} \quad (10)$ $h'_x = \frac{q_1}{\alpha_1 K} (\ln x - \ln r) \quad (11)$ $q_1 = \frac{\alpha_1 K h'_1}{\ln R - \ln r}$

续表

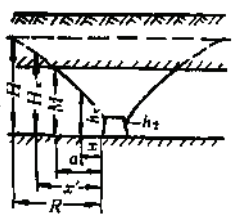
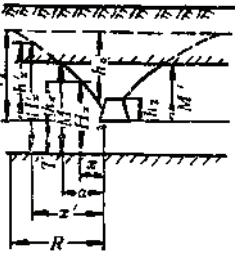
应用条件	图 示	计算项目	计 算 公 式
完整型承压水		涌水量	$Q = BK \frac{[(2H - M)M - h_2^2]}{R} \quad (12)$
		降落曲线	$h_x = \sqrt{h_2^2 + \frac{[(2H - M)M - h_2^2]}{R} x} \quad (13)$ $H_x = H - \frac{[(2H - M)M - h_2^2]}{2RM} (R - x') \quad (14)$ $a = \frac{R(M^2 - h_2^2)}{(2H - M)M - h_2^2}$
非完整型承压水		涌水量	$Q = BK \frac{[(2H' - M')M' - h_2^2]}{R} + 2h_0qr \quad (15)$
		降落曲线	$H_x = h_x + T \quad (16)$ $h_x' = \sqrt{h_2^2 + \frac{[(2H' - M')M' - h_2^2]}{R} x} \quad (17)$ $H'_x = h_x' + T \quad (18)$ $h_x' = H' - \frac{[(2H' - M')M' - h_2^2]}{2RM'} (R - x') \quad (19)$ $a = \frac{R(M' - h_2^2)}{(2H' - M')M' - h_2^2}$

表 3-5-11 中公式符号说明:

Q—明沟或巷道的涌水量, m^3/d ;

B—明沟或巷道的长度, m;

K—渗透系数, m/d;

 h_1 —完整型为含水层底板到静止水位的高度, 非完整型为明沟或巷道底板到静止水位的高度, m; h_2 —明沟或巷道中的水柱高度, m;

R—影响半径, m;

 h_x —距明沟或巷道为x米处的由含水层底板算起的水位高度, m;

L—明沟或巷道至河流岸边线的距离, m;

 H_1 —从假定基准面00'算起的补给边界的水位高度, m; H_2 —从假定基准面00'算起的明沟或巷道中水位高度, m; m_1 —从假定基准面00'算起的补给边界处含水层底板高度, m; m_2 —从假定基准面00'算起的明沟或巷道底板高度, m;

l—明沟或巷道至补给边界的水平距离, m;

 l_s —明沟或巷道至补给边界的倾斜距离, m; h_0 —明沟或巷道中水面到静止水位的高度, m; h_x —距明沟或巷道为x'处由明沟或巷道底板算起的水位高度, m; H_x 、 H_x' —距明沟或巷道为x或x'处由含水层底板算起的水位高度, m; a_1 —系数, $a_1 = \frac{\pi}{2} + \frac{h'_s}{R}$; h'_s —由圆形水平集水构筑物中心到静止水位高度, m;

r—水平集水构筑物圆形断面的半径, m;

 q_1 —从一侧流向圆形水平集水构筑物的单宽流量, m^3/d ; H —承压含水层由含水层底板算起的水头值, m;

M—承压含水层厚度, m;

 H' —由明沟或巷道底板到静止水位高度, m; M' —由明沟或巷道底板算起的承压含水层厚度, m; q_r —引用流量, 其值取决于 α 和 β , α 、 β 由下式求得:

$$\alpha = \frac{R}{R+c}, \quad \beta = \frac{R}{T}$$

求出 α 、 β 值后, q_r 值由图 3-3-7、3-3-8、3-3-9 查得;

c—明沟或巷道宽度之半, m;

T—明沟或巷道底板以下含水层厚度, m。

双线平行巷道(明沟)的涌水

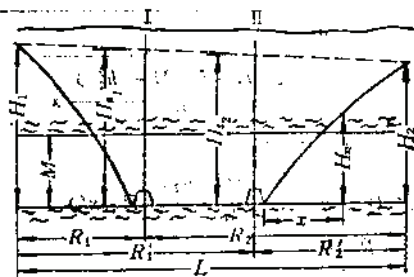
图 3-10-1

疏水沟
道类型

应用条件及图示

涌水量

完整型

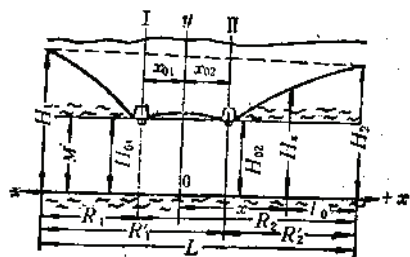


(1)

$$Q_I = \frac{(2H_{10} - M)MK}{2R_1} \quad (1)$$

$$Q_{II} = \frac{(2H_{20} - M)MK}{2R_1'} \quad (2)$$

承压



(2)

$$Q_I' = \frac{\pi K (H_{10}' - H_{01})}{\ln \frac{M}{\pi r_{c1}} + \frac{\pi R_1' R_2'}{ML}} \quad (5)$$

$$Q_{II}' = \frac{\pi K (H_{20}' - H_{02})}{\ln \frac{M}{\pi r_{c1}} + \frac{\pi R_1' R_2'}{ML}} \quad (6)$$

$$H' = \frac{Q_I'}{\pi K} \ln \left| 1 - e^{-\frac{\pi(x_{01} - x_{02})}{M}} \right|$$

$$+ \left(\frac{1}{2} - \frac{x_{01}}{L} \right) (H_1 - H_2) + H_2$$

非

完整

整

非

型

$$\frac{Q_I' R_1'}{KM} \left(\frac{1}{2} - \frac{x_{01}}{L} \right)$$

$$H' = \frac{Q_I'}{\pi K} \ln \left| 1 - e^{-\frac{\pi(x_{02} - x_{01})}{M}} \right|$$

$$+ \left(\frac{1}{2} - \frac{x_{02}}{L} \right) (H_1 - H_2) + H_2$$

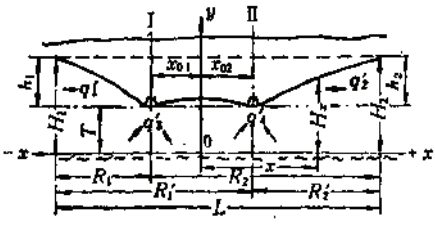
$$- \frac{Q_I' R_1'}{KM} \left(\frac{1}{2} - \frac{x_{02}}{L} \right)$$

解联立方程求得 Q_I' 和 Q_{II}'

量和降落曲线计算公式表

表3-5-12

量 降 落 曲 线 方 程		说 明
(1) 垂直疏水巷道补给区方程 $H_x = H_1 - S \left(1 - \frac{x}{R_1} \right) \beta_1 \quad (3)$ (2) 垂直疏水巷道天然排泄区方程 $H_x = H_2 - S \left(1 - \frac{x}{R_2'} \right) \beta_2 \quad (4)$ ——(3)、(4)式中β_1、β_2均等于1		Q_1, Q_2——当地下水从一个方向流入时, 则静储量抽空后, 第I和第II疏水沟道的涌水量, m^3/d; R_1, R_2'——第I和第II疏水沟道的疏水影响半径, m H_1, H_2——补给区、排泄区水头, m; S——疏水巷道处的水头下降值, m; x——计算降落曲线点到oy轴的距离, m;
按照西格蒙兹, 承压含水层疏水巷道 $H_x = \frac{Q_1}{\pi K} \ln \frac{M}{(x_0 H_1 - H_2) \lambda \pi} - \frac{Q_1 R_1}{K M} \times \left(\frac{1}{2} - \frac{x}{L} \right) + \frac{Q_1}{\pi K} \ln \frac{M}{- \pi(x - x_{02})} - \frac{Q_1 R_1}{K M} \left(\frac{1}{2} - \frac{x}{L} \right) + H_2 + \frac{H_1 - H_2}{L} l_0' \quad (7)$		见表3-5-1图(15) Q_1, Q_2'——第I和第II列水平疏水沟道的每单位长度上的涌水量, m^3/d; H_{01}, H_{02}——第I列和第II列疏水沟道静水头值(由含水层底板算起), m; M——承压含水层厚度, m; H'——当第II列疏水沟道工作时, 第I列疏水沟道处的水头, m; H''——当第I列疏水沟道工作时, 第II列疏水沟道处的水头, m;
确定$\ln \left 1 - e^{-\frac{\pi(x - x_{01})}{M}} \right$和 (a1) $\ln \left 1 - e^{-\frac{\pi(x - x_{02})}{M}} \right$值时, 利用 图3-5-3查得 $T - \frac{H}{H_1} = \frac{\frac{\pi H}{\lambda \pi}}{\frac{\pi H}{\lambda \pi}} = 1$ $T - \frac{H}{H_2} = \frac{\frac{\pi H}{\lambda \pi}}{\frac{\pi H}{\lambda \pi}} = 1$ $\frac{(x_0 H_1 - H_2) \lambda \pi}{\frac{\pi H}{\lambda \pi} + \frac{\pi H}{\lambda \pi}} = 1$ $\frac{(x_0 H_1 - H_2) \lambda \pi}{\frac{\pi H}{\lambda \pi} + \frac{\pi H}{\lambda \pi}} = 1$		r_{01}, r_{02}——第I列和第II列疏水沟道宽度之半, x_{01}, x_{02}——从中心线(座标原点)到第I和第II列疏水沟道的距离, 此中心线在地下为补给区和天然排泄区之间的中部, X——中心线oy到欲求H_x点的距离, m; l_0'——从天然排泄区到求H_x点的距离, m;

疏水沟道类型	应用条件及图示	涌水量
完整型		$Q_1 = \frac{KH_1^2}{2R_1} \quad (8)$ $Q_{II} = \frac{KH_2^2}{2R_2'} \quad (9)$
完整型	疏水沟道在无界含水层中，降落漏斗两侧对称，单沟道的涌水量可按下式计算： $Q'_0 = \frac{\pi K(H-H_0)}{A' - B' - \frac{\pi R}{2T} - \frac{\pi RB}{2T(B+2R)}} \quad (12)$ $A' = \ln \frac{T}{\pi r_c} + \frac{\pi R(B+R)}{T(B+2R)}$ $B' = \ln \left 1 - e^{-\frac{\pi B}{T}} \right $	
非完整型	 (3)	$Q_I = q'_1 + q'_3 \quad (15)$ $Q_{II} = q'_2 + q'_4 \quad (16)$ $q'_1 = \frac{Kh_1^2}{2R_1}, \quad h_1 = H_1 - T$ $q'_2 = \frac{Kh_2^2}{2R_2'}, \quad h_2 = H_2 - T$ $q'_3 = \frac{\pi K(H' - H_{01})}{\ln \frac{T}{\pi r_{c1}} + \frac{\pi R_1 R_2}{TL}}$ $q'_4 = \frac{\pi K(H'' - H_{02})}{\ln \frac{T}{\pi r_{c2}} + \frac{\pi R_1' R_2'}{TL}}$

续表

降落曲线方程	计算公式符号说明
$H_x = \sqrt{\frac{x}{R_1} H_1^2} \quad (\text{补给区方向}) \quad (10)$ $H_x = \sqrt{\frac{x}{R_2} H_2^2} \quad (\text{天然排泄区方向}) \quad (11)$	H_x ——距中心线 oy 为 x 处的地下水降深度(从含水层底板算起), m; H_{x0} ——两疏水沟道间的地下水位降低值, m
$H_x = Q'_0 \left[\frac{1}{\pi K} \ln \left 1 - e^{-\frac{\pi(x+B)}{T}} \right - \frac{R}{2KT} \right. \\ \left. + \frac{xR}{KT(B+2R)} + \frac{1}{\pi K} \ln \left 1 - e^{-\frac{\pi(x-B)}{T}} \right \right. \\ \left. - \frac{B+R}{2KT} + \frac{(B+R)x}{KT(B+2R)} \right] + H \quad (13)$ $H_{x0} = Q'_0 \left[\frac{1}{\pi K} \ln \left 1 - e^{-\frac{\pi B}{T}} \right - \frac{R}{2KT} \right. \\ \left. + \frac{1}{\pi K} \ln \left 1 - e^{-\frac{\pi B}{2T}} \right - \frac{B+R}{2KT} \right] + H \quad (14)$	

$$Q_0 = 1.16T \sqrt{\left\{ \frac{H}{(R-R_0)(\ln R - \ln(R_0 + l + \rho_1))} \right\}^3} \quad (3-5-4)$$

式中 R_0 ——露天采矿场的引用半径, m;

n ——疏水系统中的疏水孔数, 个;

r_0 ——疏水孔的半径, m;

其他符号同公式(3-5-4)。

2) 采场边坡上两个疏水孔之间区段的地下水量的计算

(1) 当为平面平行流时按下式计算:

$$Q = \frac{0.372T2\sigma \sqrt{\left(\frac{H}{R}\right)^3}}{\left(\frac{l}{2\sigma}\right)^{0.57}} \quad (3-5-5)$$

(2) 当为辐射流时按下式计算:

$$Q = \frac{2.34T \frac{R-R_0}{n} \sqrt{\left\{ \frac{H}{(R-R_0)(\ln R - \ln(R_0 + l + \rho_1))} \right\}^3}}{\left[\frac{nl}{2\pi(R-R_0)} \right]^{0.57}} \quad (3-5-6)$$

3) 采场边坡上地下水降落曲线计算

距离采场边帮为 x 处, 沿疏水孔间分水线的地下水水流深度, 按下式计算:

$$h_x = \sqrt[3]{\left(\frac{Q_0}{K \times 2\sigma} \right)^2} \quad (3-5-7)$$

2. 放射状布置的水平疏水孔

1) 承压水

(1) 放射状水平疏水孔对应采场边帮呈水平布置时(见图 3-5-8), 其涌水量按下式计算:

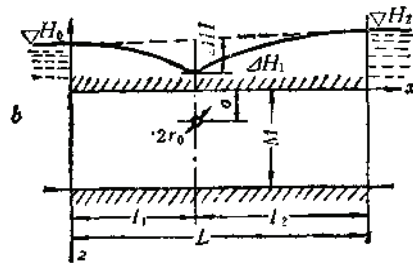
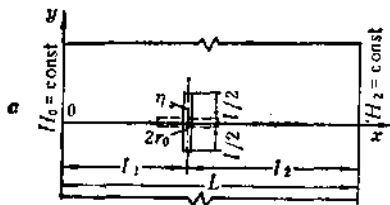


图 3-5-8 水平放水孔计算图示

a 平面图, b 剖面图

$$Q = \frac{Kl\Delta H}{R_1 + f} \quad (3-5-8)$$

(2) 放射状水平疏水孔对应采场边帮呈垂直布置时(见图 3-5-8), 其涌水量按

下式计算:

$$Q = \frac{Kl\Delta H}{R_2 + f} \quad (3-5-9)$$

式(3-5-8)和(3-5-9)中:

$$\Delta H = \frac{(H_2 - H_1)l_1}{L} + H_0 - H_1$$

$$R_1 = \frac{l}{4\pi M} \ln \frac{l^2 + \frac{8L^2}{\pi^2} \left(1 - \cos \frac{2\pi l}{L}\right)}{l^2} +$$

$$+ \frac{l}{\pi^2 M} \sqrt{2 \left(1 - \cos \frac{2\pi l_1}{L}\right)} \operatorname{arctg} \frac{\pi l}{2L \sqrt{1 - \cos \frac{2\pi l_1}{L}}}$$

$$R_2 = \left(\frac{l}{4\pi M} + \frac{L}{\pi^2 M} \right) \ln \left(\frac{2L}{\pi} \sin \frac{\pi l_1}{L} + \frac{l}{2} \cos \frac{\pi l_1}{L} \right) -$$

$$- \left(\frac{L}{\pi^2 M} \operatorname{tg} \frac{\pi l_1}{L} - \frac{l}{4\pi M} \right) \ln \left(\frac{2L}{\pi} \sin \frac{\pi l_1}{L} - \frac{l}{2} \cos \frac{\pi l_1}{L} \right) -$$

$$- \frac{l}{2\pi M} \ln \frac{l}{2} \quad (l=2M \text{ 时})$$

$$f = \frac{1}{2\pi} \left(\ln \frac{M}{2\pi r_0} + \frac{1}{2} \ln \frac{2}{1 - \cos \frac{2\pi a}{M}} \right)$$

式中 a ——放水孔至隔水顶板距离, m;

L ——两供水边界间的距离, m;

其他符号同前。

2) 无压水

(3-5-8) 式和 (3-5-9) 式也可以用在无压条件下水平疏水孔的近似计算。但这时 M 应按下式计算:

$$M = \frac{H_1 + H_2}{2} \quad (3-5-10)$$

3. 竖井井壁上的放水孔

竖井井壁上的水平放水孔常呈放射状布置, 一般不超过 4 个孔, 因为, 再增加放水孔数并不能明显提高疏干效果。

当在疏干承压水呈稳定流状态时, 对称布置的 n 个 ($1 < n < 4$) 水平疏水孔群的总涌水量按下式计算:

$$Q = \frac{2\pi T S_0}{\ln \frac{\lambda R}{l} + \frac{M}{n l} \ln \frac{M}{2\pi r_0}} \quad (3-5-11)$$

式中 S_0 ——疏水孔中的水位降低, m;

M ——含水层厚度, m;

l ——水平疏水钻孔长度, m;

r_0 ——疏水钻孔半径, m;

R ——放射状疏水孔群的影响半径, m;

λ ——取决于疏水孔数 n 的大小, λ 值由表 3-5-13 确定。

λ 值 表

表 3-5-13

n	1	2	3	4
λ	4	2	1.86	1.78

5.3 非稳定流解析法

5.3.1 单一含水层充水矿床疏干水文地质计算

5.3.1.1 单直线疏水孔排

1. 计算公式推导的前提

- (1) 孔排上两孔之间的距离 2σ , 水位降低值 S 及涌水量 Q_0' 均相等, 且保持不变;
- (2) 孔排上工作孔数是有限的;
- (3) 抽水时间 t 应大于 $0.5\rho^2/a$ 值 [$\rho^2 = x^2 + (2L + y)^2$];
- (4) 直线疏水孔排如有界含水层中, 孔排至隔(供)水边界的距离 L 应大于或等于直线孔排长度之半 B , 即 $L \geq B$ 。

2. 计算公式

1) 疏水孔排在无界含水层中

直线疏水孔排在无界含水中非稳定流疏干水文地质计算公式见表 3-5-14。

2) 疏水孔排在有界含水层中

- (1) 直线疏水孔排布置在一侧为隔水边界的含水层中计算公式见表 3-5-15;
- (2) 直线疏水孔排布置在两侧为定水头供水边界的含水层中计算公式见表 3-5-16;
- (3) 直线疏水孔排布置在两侧为定流量供水边界的含水层中计算公式见表 3-5-17;
- (4) 直线疏水孔排布置在一侧为定水头, 另一侧为定流量的供水边界的含水层中计算公式见表 3-5-18。

5.3.1.2 环形及面状疏水孔群

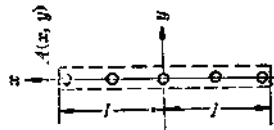
1. 计算公式推导的前提

- (1) 环形疏水孔群各个疏水孔的水位降低 S 和涌水量 Q_0' 相等, 而且涌水量保持不变;

表 3-5-14

直线疏水孔排在无界含水层中非稳定流计算公式表

应用条件及图示	计 算 公 式		
	疏水孔类型	涌水量	降落曲线方程
各孔出水层相等且不随时间变化	无压	$Q = \frac{2\pi K (H^2 - h^2)}{R_A + R_{C\kappa B}} \quad (1)$	$h_0 = \sqrt{H^2 - \frac{Q}{2\pi K} (R_A + R_{C\kappa B})} \quad (2)$
	承压	$Q = \frac{4\pi K M S_A}{R_A + R_{C\kappa B}} \quad (3)$	$S_A = \frac{Q}{4\pi K M} (R_A + R_{C\kappa B}) \quad (4)$
计算公式中符号说明 l—直线疏水孔排长度之半, m; R_A—直线疏水孔排井群外部水流阻力; $R_{C\kappa B}$—直线疏水孔排井群内部水流阻力, 取决于井群系统内部疏水孔的排列, 计算孔内水位降低时应考虑它; $R_{C\kappa B} = 2 \frac{Q'}{Q} \left[\ln \frac{r_p}{r} + \xi \right]$ 当井群呈线状或环状分布时, 各井距相等为: $r_p = \frac{\alpha}{\pi}$, 各井距不等(如 $2\sigma_1, 2\sigma_2$) 为: $r_p = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{\pi}$ ξ—非完善孔引起的补充水流阻力, 查表 3-3-17 及 3-3-18 或图 3-3-3 及 3-3-4 得 Q'—要确定的水位降低孔的涌水量, m^3/d; r—要确定的钻孔半径, m Q—疏水孔群总涌水量, m^3/d; S_A—任意点 $A(x, y)$ 在 t 时的水位降低值, m, $W\left(\frac{1}{4\alpha}\right)$—积分指数函数, 见表附录 3.2 或表 3-5-24			
(1) 当 $A(x, y)$ 在 oy 轴上任一点时: $R_A x=0$ 值根据 $\alpha = \frac{at}{l^2}$ 和 $\bar{y} = \frac{y}{l}$ 查图 3-5-9 确定; (2) 当 $A(x, y)$ 在 ox 轴上任一点时: $R_A x=0$ 值根据 $\alpha = \frac{at}{l^2}$, $\bar{x} = \frac{x}{l}$ 查图 3-5-10 确定; (3) 当 $A(x, y)$ 为任一点时: $R_A x \neq 0, y \neq 0 = -\frac{1}{2} \left[(1 + \bar{x}) R_A x = 0(\alpha_1, \bar{y}_1) + (1 - \bar{x}) R_A x = 0(\alpha_2, \bar{y}_2) \right]$ $\alpha_1 = \frac{at}{(l+x)^2}, \alpha_2 = \frac{at}{(l-x)^2}, \bar{y}_1 = \frac{y}{l+x}, \bar{y}_2 = \frac{y}{l-x}$ (4) 当 $A(x, y)$ 在座标轴中心 $x=y=0$ 时: $R_A x=y=0 = W\left(\frac{1}{4\alpha}\right) + 2\sqrt{\frac{1}{\pi\alpha}} \phi\left(\frac{1}{2\sqrt{\alpha}}\right)$ $\phi(\alpha)$——误差积分函数, 查表附-3-7 确定 (5) 求 $\ln \alpha > 8$ 的 R_A 值: $R_A = R_{A1} + R_{A2} + R_{A3} \quad \ln \frac{\alpha_2}{\alpha} - K_{A1} \text{ 及 } R_{A2} \text{ 在图 3-5-9 和图 3-5-10 直线部分范围内任何值 } \alpha_1 \text{ 和 } \alpha_2 \text{ 时求出的 } R_A$			



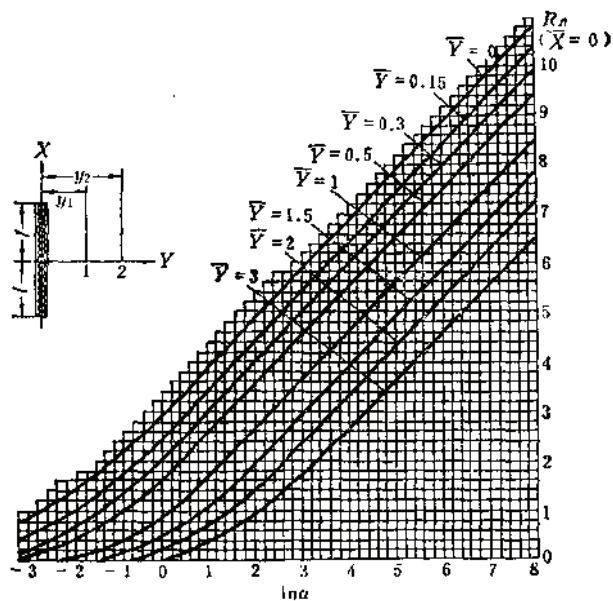
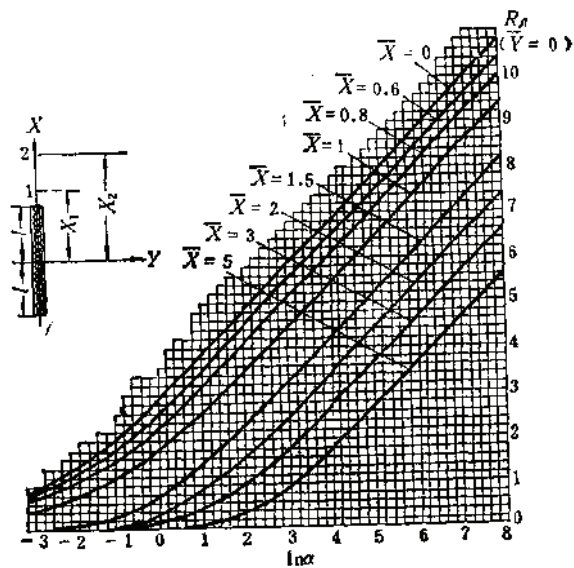
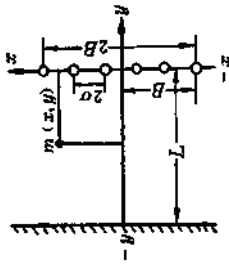

图 3-5-9 $R_n|_{\bar{X}=0}$ 函数图

图 3-5-10 $R_n|_{\bar{Y}=0}$ 函数图

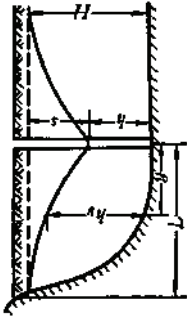
表 3-5-15

直线疏水孔排一侧为隔水边界的计算公式表

直线疏水孔排位于补给区和直线隔水边界之间, 在疏水孔排工作时, 补给区水位保持不变。



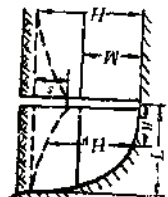
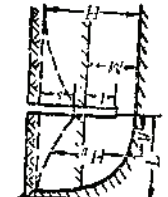
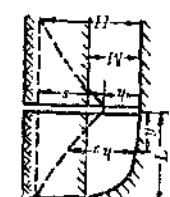
(1) 疏水孔排平面布置图



(2) 垂直孔排方向剖面图

疏水孔 类型	图 示	计 算 公 式	
		总 涌 水 量	直线隔水边界与直线孔排之间任意点m水头值
无 压	(3)	$Q_{c, M} = \frac{2\pi K(2H-s)s}{R_0 + \ln \frac{2.25at}{4L^2} + \frac{L^2}{at} + Rc}$	$(1) \quad h_{x_0} = \sqrt{H^2 - \frac{Q_{c, M}}{2\pi K} \left(Rxy + \ln \frac{2.25at}{x^2 + (2L+y)^2} + \frac{x^2 + (2L+y)^2}{4at} \right)}$
	(4)	$Q_{hec} = \frac{2\pi K(2H-s)s}{R_0 + \ln \frac{2.25at}{4L^2} + \frac{L^2}{at} + Rc'}$	$(3) \quad h_{x_0} = \sqrt{H^2 - \frac{Q_{hec}}{2\pi K} \left(Rxy + \ln \frac{2.25at}{x^2 + (2L+y)^2} + \frac{x^2 + (2L+y)^2}{4at} \right)}$

续表

疏水孔类型	图 示	总 涌 水 量	计 算 公 式
承压孔	 (5)	$Q_{cym} = \frac{4\pi KMs}{R_0 + \ln \frac{2.25at}{4L^2} + \frac{L^2}{at} + Rc}$	$H_{xy} = H - \frac{Q_{cym}}{4\pi KM} \left[R\bar{X}\bar{Y} + \ln \frac{2.25at}{x^2 + (2L+y)^2} + \frac{x^2 + (2L+y)^2}{4at} \right] \quad (6)$
承压非完整孔	 (6)	$Q_{nc} = \frac{4\pi KMs}{R_0 + \ln \frac{2.25at}{4L^2} + \frac{L^2}{at} + Rc'}$	$H_{xy} = H - \frac{Q_{nc}}{4\pi KM} \left[R\bar{X}\bar{Y} + \ln \frac{2.25at}{x^2 + (2L+y)^2} + \frac{x^2 + (2L+y)^2}{4at} \right] \quad (8)$
承压转无压	 (7)	$Q_{cym} = \frac{2\pi K \left[(2H-M)M - h^2 \right]}{R_0 + \ln \frac{2.25at}{4L^2} + \frac{L^2}{at} + Rc}$	无压区, $h_{xy} = \sqrt{M^2 - \frac{Q_{cym}}{2\pi K} \left[R\bar{X}\bar{Y} + \ln \frac{2.25at}{x^2 + (2L+y)^2} + \frac{x^2 + (2L+y)^2}{4at} \right]} \quad (10)$

续表

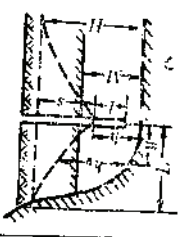
疏水孔 类型	图 示	计 算 公 式
承压 转无压		总涌水量 $Q_{Mec} = \frac{2\pi K((2H-M)M-h^2)}{R_0 + \ln \frac{2.25at}{4L^2} + \frac{L^2}{at} + Rc'} \quad (11)$ 无压区: $h_{xy} = \sqrt{M^2 - \frac{Q_{Mec}}{2\pi K} - \left(R_0 y + \ln \frac{2.25at}{x^2 + (2L+y)^2} + \frac{x^2 + (2L+y)^2}{4at} \right)} \quad (12)$

表 3-5-15 中公式符号说明:

 Q_{ecM} ——完整孔群总涌水量, m^3/d ;

 Q_{Hec} ——非完整孔群总涌水量, m^3/d ;

 B ——孔排长度之半, m ;

 L ——孔排至隔水边界的距离, L 应大于或等于直线孔排长度之半 B , 即 $L \geq B$, m ;

 X, Y ——孔排与隔水边界之间某点 m 的坐标, m ; 计算时: x ——沿 x 正向取正值, 沿 x 负方向取负值, y 全取负值, m ;

 h_{xy} ——抽水后, m 点由潜水含水层底板算起的水位高度, m ;

 H_{xy} ——抽水后, m 点水头值, m ;

 t ——抽水时间, d ;

 s ——孔中水位降低值, m ;

 r ——疏水孔半径, m ;

 σ ——压力(或水位)传导系数, m^2/d ; 由下式确定:

$$\text{承压孔, } \sigma = 0.44 \frac{r^2}{t} c \frac{S}{N}$$

$$N = \frac{Q}{4\pi KM}$$

$$\text{无压孔: } \alpha = 0.44 \frac{r^2}{l} e^{\frac{(2H-l)s}{N}}$$

$$N = \frac{Q}{2\pi K}$$

$$\text{承压孔转无压孔: } \alpha = 0.44 \frac{r^2}{l} e^{\frac{(2H-M)M - (H-l)^2}{N}}$$

$$N = \frac{Q}{2\pi K}$$

Q ——单个完整孔涌水量, m^3/d ;

R_0 —— $\bar{x} = \bar{y} = 0$ 时, 外部水流阻力系数, 根据 $\ln \alpha = \ln \frac{at}{B^2}$, $\bar{y} = 0$,

由图 3-5-11 查得;

$R\bar{x}\bar{y}$ ——外部水流阻力系数, 由下式确定,

$$R\bar{x}\bar{y} = \frac{1}{2} [(1 + \bar{x})R_1 + (1 - \bar{x})R_2]$$

$$\bar{x} = \frac{x}{B}$$

R_1 根据 $\ln \alpha_1 = \ln \frac{at}{(B+x)^2}$, $\bar{y} = \frac{y}{B+x}$; R_2 根据 $\ln \alpha_2 = \ln \frac{at}{(B-x)^2}$, $\bar{y} = \frac{y}{B-x}$; 可由图 3-5-11 查得,

R_c ——完整孔时, 内部水流阻力系数, 由下式确定,

$$R_c = 2\beta \left(\ln \frac{\sigma}{\pi r} \right)$$

R'_c ——非完整孔时, 内部水流阻力系数, 由下式确定,

$$R'_c = 2\beta \left[\ln \frac{\sigma}{\pi r} + \xi_H \left(\frac{M}{r}, \frac{l}{M} \right) \right]$$

$$\beta = \frac{Q'}{Qcy_M} = \frac{1}{n}$$

Q' ——单个完整干扰孔涌水量, m^3/d ;

n ——孔数, 个;

ξ_H ——非完整钻孔阻力系数; 承压孔时, ξ_H 根据 $\left(\frac{M}{r}, \frac{l}{M} \right)$ 由图 3-5-12 查得; 无压孔时, ξ_H 根据 $\left(\frac{H}{r}, \frac{l}{H} \right)$

由图 3-5-12 查得, [此时以 $\left(\frac{H}{r}, \frac{l}{H} \right)$ 代替 $\left(\frac{M}{r}, \frac{l}{M} \right)$]; 承压转无压时, ξ_H 值同承压孔查法。

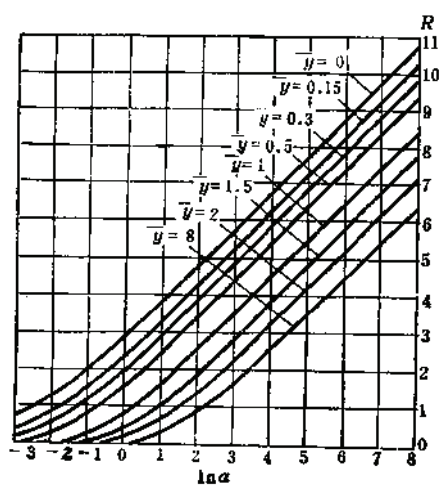


图 3-5-11 确定外部水流阻力系数
 $R(\alpha, \bar{y})$ 值曲线图

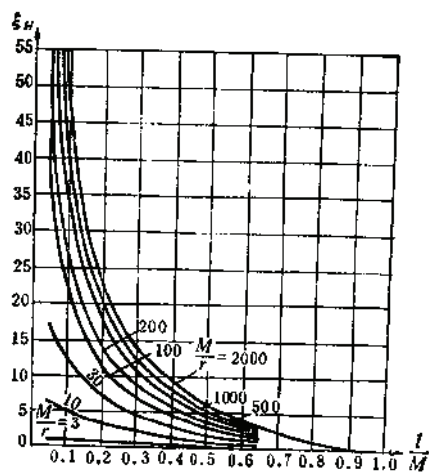


图 3-5-12 确定非完整钻孔阻力系数

$\xi_H = f\left(\frac{I}{M}, \frac{M}{r}\right)$ 曲线图

直线疏水孔布置在两侧为定水头供水边界的含水层中计算公式表

表 3-5-16

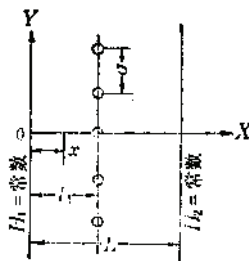


图 (3) 疏水孔排布置图

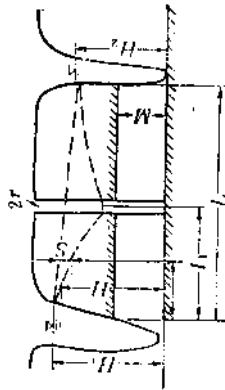


图 (2) 穿过疏水孔排并与其垂直的剖面图

疏水孔类型	涌水量计算公式	降	曲	线	方	程	孔排水涌阻力 \$R_c\$ 值
承压	$Q = \frac{4\pi K M S}{R_c} \quad (1)$	$S = \frac{Q}{4\pi K M} R_c$	观测点水位降深 (m)	$x = l_1$	$\frac{L_1}{2}$	$R_c = M_1 + l_1$	$2.25\sigma t \frac{L_1^2}{r^2} - w \left(\frac{l_1^2}{at} \right) \quad (3)$
承压	$Q = \frac{4\pi K M S}{R_c + \xi_0} \quad (4)$	$S = \frac{Q}{4\pi K M} (R_c + \xi_0)$		x 为任意点		$R_c = N_1$	M_1, N_1 取决于 $\frac{L_1}{\sigma}, \frac{l_1}{\sigma}$ 和 $B = \frac{\sigma^2}{4at}$ 的函数, 可根据图 3-5-13 和图 3-5-14 确定
承压	$Q = \frac{2\pi K (H^2 - h^2)}{R_c} \quad (7)$	$S = H - \sqrt{H^2 - \frac{Q}{2\pi K} R_c}$					
承压	$Q = \frac{2\pi K (H^2 - h^2)}{R_c + \xi_0} \quad (8)$	$S = H - \sqrt{H^2 - \frac{Q}{2\pi K} (R_c + \xi_0)}$					

表 3-5-16 中公式的符号说明:

 Q ——疏水孔排的总涌水量, m^3/d ; S ——观测点水位降深, m ; H ——观测点疏水孔排前之静止水位, m ; R_c ——完整疏水孔排可水涌阻力, m ; ξ_0 ——非完整疏水孔排的补充水涌阻力, 查表 3-2-23 确定; l_1 ——疏水孔排至水头为 H_1 边界的距离, m ; L ——疏水孔排两侧供水边界之间的距离, m ; σ ——水压 (或水位) 传导系数, m^2/d ; x ——在垂直疏水孔排及边界方向上, 观测点离壁标注原点的距离, m ; r ——疏水孔的半径, m ; t ——疏水时间, d ; $W \left(\frac{l_1^2}{at} \right)$ ——指数积分函数, 查表附 3-2 得。

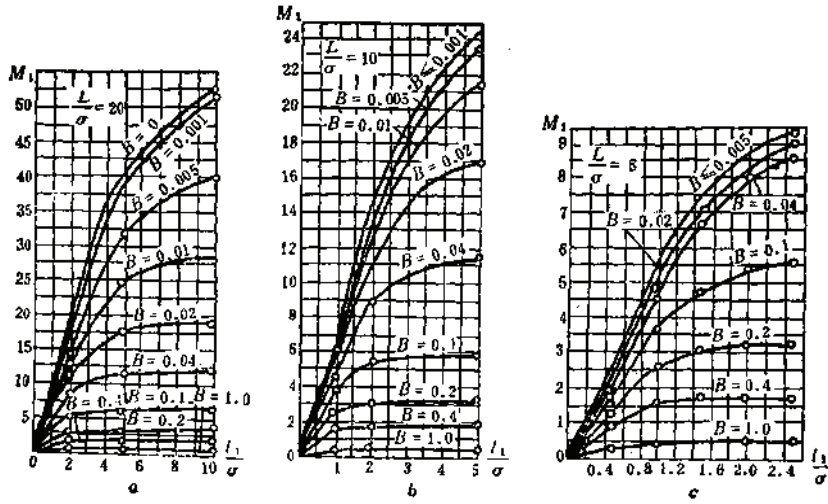
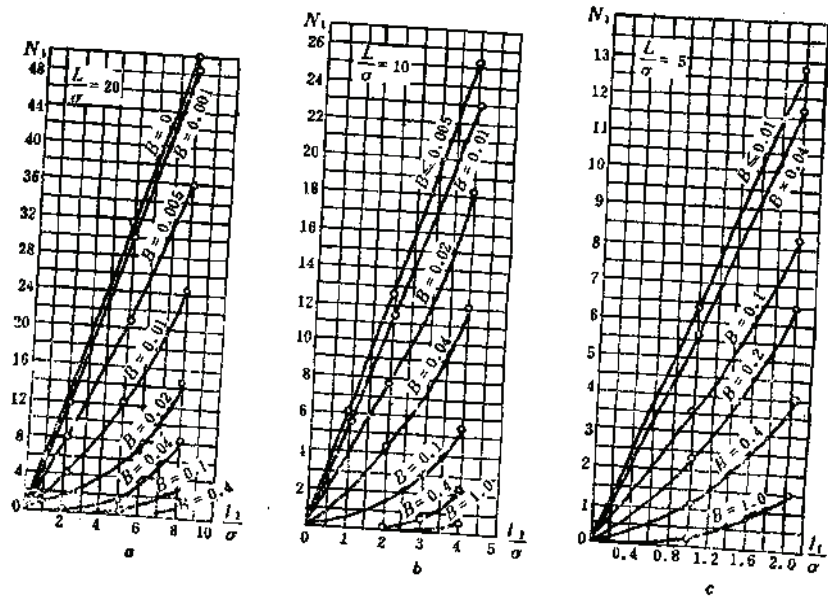
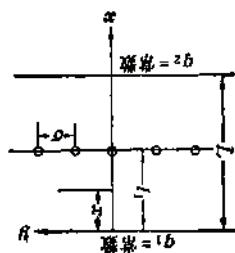

 图 3-5-13 M_1 函数值图

 图 3-5-14 N_1 函数值图

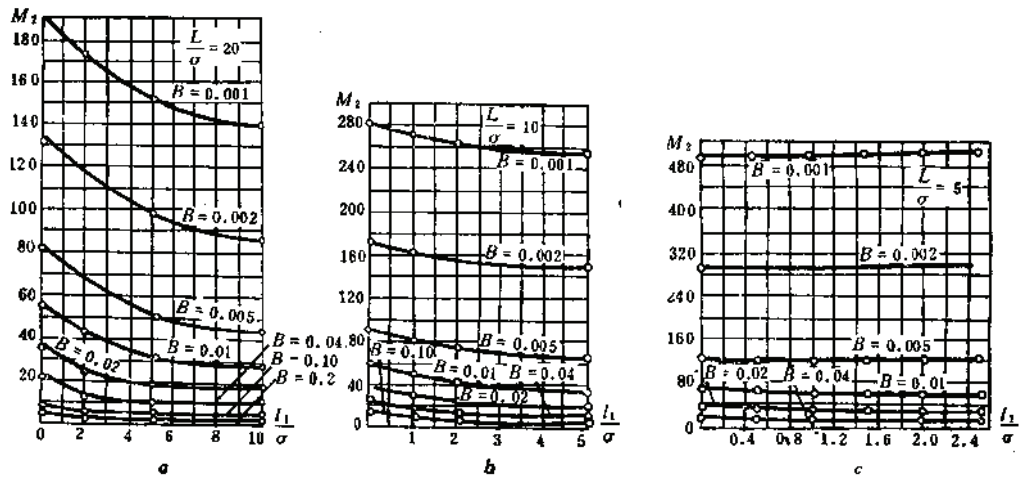
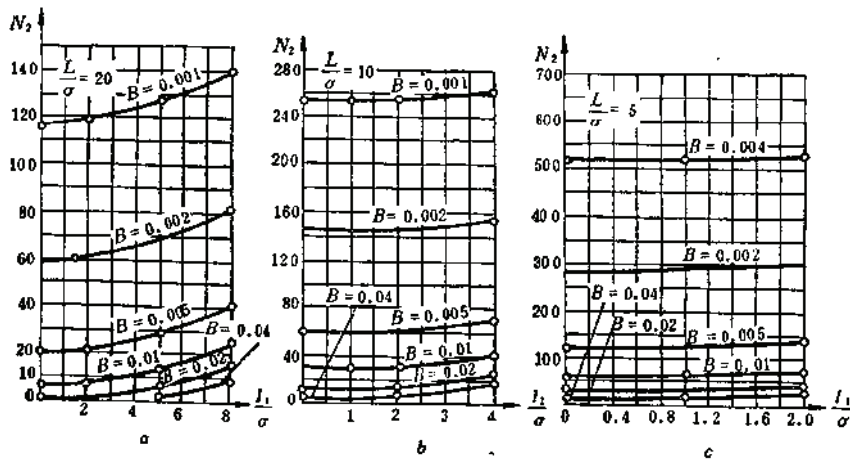
表 3-5-17 直线疏水孔布置在两侧为定流量供水边界之间的含水层中计算公式表

单直线疏水孔布置在两侧为定流量供水边界之间的含水层中。疏干过程中供水边界水量保持不变



疏水孔平面布置图

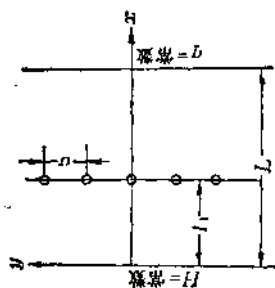
疏水孔类型	涌水量计算公式	降 落	曲 线 方 程	孔排水流阻力 R_c 值
承压	$Q = \frac{4\pi KMS}{R_c} \quad (1)$	$S = \frac{Q}{4\pi KM} R_c \quad (2)$	欲测 S 点距坐标轴原点距离 (m) $x = l_1$ $x = \frac{l_1}{2}$	$R_c = M_1 + l_1 \frac{2.25\sigma t}{r} w\left(\frac{l_1^2}{\sigma t}\right) \quad (3)$
	$Q = \frac{4\pi KMS}{R_c + \xi} \quad (4)$	$S = \frac{Q}{4\pi KM} (R_c + \xi) \quad (5)$	x 为任意点 公式中符号说明同表 3-5-16	$R_c = N_2 \quad (6)$ M_2, N_2 取决于 $\frac{L}{\sigma}, \frac{l}{\sigma}$ 和 $B = \frac{\sigma^2}{4\sigma t}$ 的函数, 可根据图 3-5-15 和图 3-5-16 确定
无压	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h^2)}{R_c} \quad (7)$	$S = H - \sqrt{H^2 - \frac{Q}{2\pi K} R_c} \quad (8)$		
	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h^2)}{R_c + \xi} \quad (9)$	$S = H - \sqrt{H^2 - \frac{Q}{2\pi K} (R_c + \xi)} \quad (10)$		


 图 3-5-15 M_2 函数值图

 图 3-5-16 N_2 函数值图

直线疏水孔布置在一侧定水头另一侧定流量供水边界的含水层中计算公式表

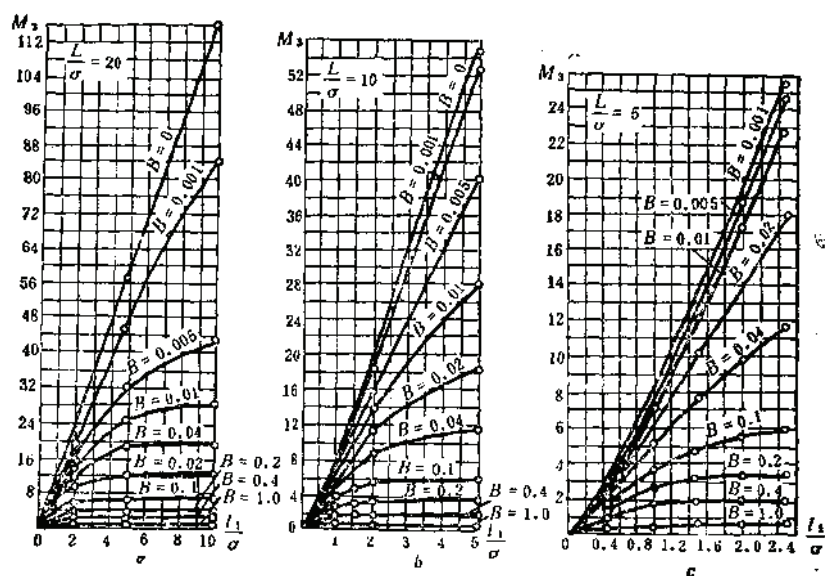
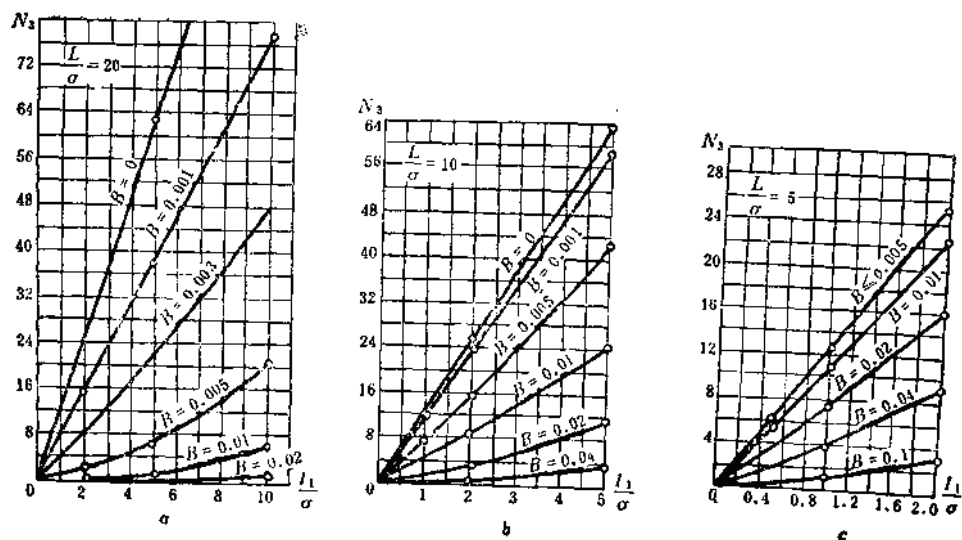
表 3-5-18

单直线疏水孔布置在一侧为定水头, 另一侧为定流量供水边界的含水层中, 疏干过程中供水边界的水头及流量不变。



疏水孔平面布置图

疏水孔类型	涌水量计算公式	降	疏	曲线	方	程
		观测点水位降深(m)		观测点s距坐标轴原点距离(m)		孔排水流阻力R _c 值
承压 完整孔	$Q = \frac{4\pi KMS}{R_c} \quad (1)$	$S = \frac{Q}{4\pi KM} \cdot R_c \quad (2)$		$x = l_1$ $x = \frac{L_1}{2}$		$R_c = M_3 + 12 \frac{2.25at}{r} \frac{t_1^2}{L_1} \left(\frac{t_1^2}{at} \right) \quad (3)$
承压 非完整孔	$Q = \frac{4\pi KMS}{R_c + \xi} \quad (4)$	$S = \frac{Q}{4\pi KM} (R_c + \xi) \quad (5)$		x为任意点		$R_c = N_3$
承压 完整孔	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h^2)}{R_c} \quad (7)$	$S = H - \sqrt{H^2 - \frac{Q}{2\pi K} R_c} \quad (8)$		表中公式符号说明同表 3-5-16		M_1, N_3 取决于 $\frac{t_1}{\sigma}, \frac{t_1}{\gamma}, \frac{t_1}{\eta}$ 和 $B_1 = \frac{\sigma^2}{4at}$ 的函数, 可根据图 3-5-17 和图 3-5-18 确定
承压 非完整孔	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h^2)}{R_c + \xi} \quad (9)$	$S = H - \sqrt{H^2 - \frac{Q}{2\pi K} (R_c + \xi)} \quad (10)$				

图 3-5-17 M_s 函数图图 3-5-18 N_s 函数图

(2) 面状疏水孔群各个疏水孔的水位降低 S 和涌水量 Q_0' 相等, 而且涌水量保持不变。面状井范围内的疏水孔数较多, 且均匀分布。

2. 计算公式

(1) 环形疏水孔群布置在无界含水层中水文地质计算公式见表 3-5-19;

(2) 面状疏水孔群布置在无界含水层中水文地质计算公式见表 3-5-20。

5.3.1.3 任意布置的疏水孔群

1. 计算公式推导的前提

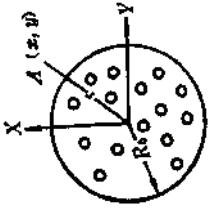
环形疏水孔群布置在无界含水层中非稳定流水文地质计算公式表

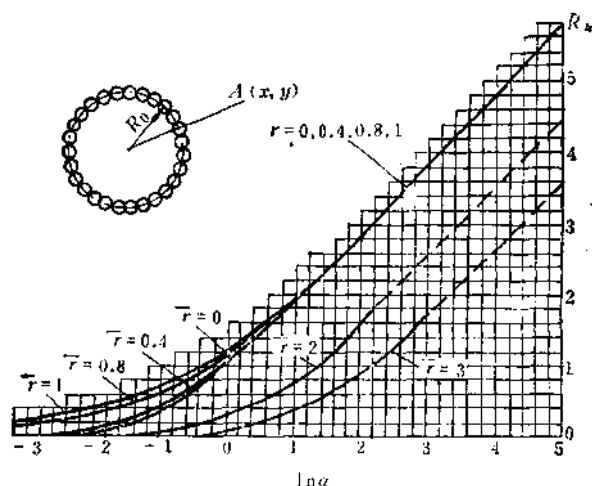
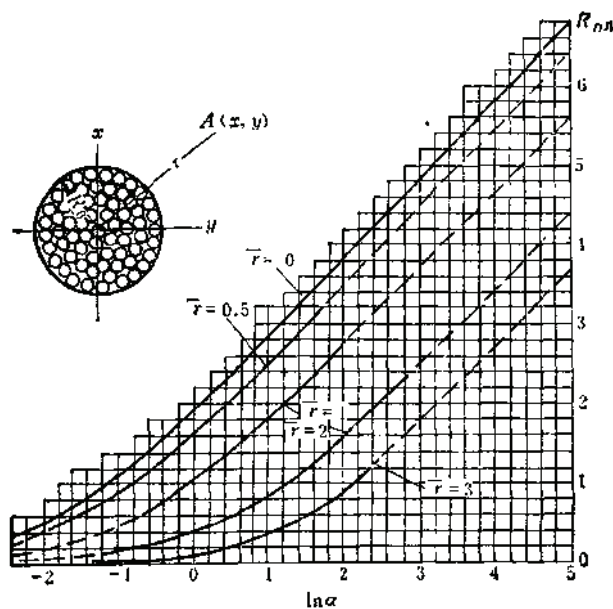
表 3-5-19

应用条件及计算图示	疏水孔类型	涌水量	计算	公式	降幕曲线方程
流量相等的环形孔群，位于无界含水层中	无压	$Q = -\frac{2\pi K(H^2 - h^2)}{R_k + R_{cKB}}$	(1)	任意一点A	$S = \frac{Q}{4\pi KM} \sum_{i=1}^n \left[w\left(\frac{r_i^2}{4at}\right) \right]$ (2)
	承压	$Q = -\frac{4\pi KMS_A}{R_k + R_{cKB}}$	(3)	单环中心	$S = \frac{nQ'_0}{4\pi KM} \left[w\left(\frac{R_0^2}{4at}\right) \right]$ (4)
R_k 取决于 $\alpha = \frac{at}{R_0^2}$ 和 $\bar{\gamma} = \frac{r}{R_0}$，根据图 3-5-19 确定； 抽水初期（即 $\alpha \leq 3.5$），井群中心的 R_k 值最小，按下式确定： $R_k = W\left(\frac{1}{4\alpha}\right)$ 当 $\alpha > 3.5$ 时，井群系统地下水全部由外侧渗流补给，这时所有 $\bar{\gamma} = 0 \sim 1$ 的点仍可用 $R_k = W\left(\frac{1}{4\alpha}\right)$ 确定 R_k 值。 $Q = Q_B + Q_H$，当 $\alpha > 1$ 时，Q_H 与 Q_B 之间有下列关系： $\frac{Q_B}{Q_H} \approx \frac{1 - e^{-\frac{1}{2\alpha}}}{1 + e^{-\frac{1}{2\alpha}}}$ 计算公式中符号说明 Q—疏水孔群总涌水量，m^3/d； Q_B—环内流向孔群的流量，m^3/d； Q_H—环外流向孔群的流量，m^3/d； R_0—环形孔群的半径，m； P—$R_0 = \frac{P}{2\pi}$； P—环形孔群的周长，m； r_i—环形孔群各孔至任意一点A的距离，m； 其它符号同表 3-5-14					

表 3-5-20

面状疏水孔群分布在无界含水层中不稳定流水文地质计算公式表

应用条件及计算图示	疏水孔类型	计 算	公 式
大量疏水孔呈圆形面状分布在无界含水层中 	无 压	$Q = \frac{2\pi K(H^2 - h^2)}{R_{n\lambda} + R_{c\kappa\theta}} \quad (1)$	$h = \sqrt{H^2 - \frac{Q}{2\pi K}(R_{n\lambda} + R_{c\kappa\theta})} \quad (2)$
	承 压	$Q = \frac{4\pi KMS_A}{R_{n\lambda} + R_{c\kappa\theta}} \quad (3)$	$S_A = \frac{Q}{4\pi KM}(R_{n\lambda} + R_{c\kappa\theta}) \quad (4)$
		$R_{n\lambda}$ 取决于 $\alpha = \frac{at}{R_0^2}$ 和 $\bar{v} = \frac{r}{R_0}$, 根据图 3-5-20 确定。 对于孔群中 d_i : $R_{n\lambda} = u \left(\frac{1}{4\alpha} \right) + 4\alpha(1 - e^{-\frac{1}{4\alpha}})$ 当 $\bar{v} = 1.5 \sim 2$ 时, 面状疏水孔群系统可按“大井”计算	对面状疏水孔群: $r_p = 0.47 \sqrt{\frac{F}{\pi}}$ F —面状孔群分布面积, m^2 ; 其它符号同表 3-5-14

图 3-5-19 R_s 函数值图图 3-5-20 $R_{n\pi}$ 函数图

推导前提基本与环形疏水孔群水文地质计算公式的推导前提相同。

2. 计算公式

(1) 任意布置疏水孔群在封闭含水层中, 水文地质计算公式见表 3-5-21;

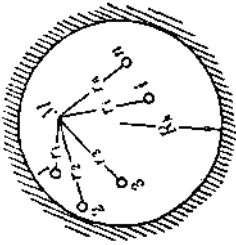
(2) 任意布置疏水孔群在有固定侧向补给量的含水层中, 水文地质计算公式见表 3-5-23。

5.3.1.4 各类疏水孔群位于有界含水层中映射法非稳定流计算公式

见表 3-5-25。

任意布置的疏水孔群位于封闭含水层中不稳定流水文地质计算公式表

表 3-5-21

 任意布置的疏水孔群位于封闭的
含水层中


疏水孔群平面布置图

疏水孔 类型	涌水量计 算公 式	降 落 曲 线			方 程
		任意点M的水位降深			
承 压	$Q = \frac{2\pi KMS}{\sum_{i=1}^n \frac{Q_i}{Q} \left[\frac{at}{0.5R_i^2} + \sum_{j=1}^n \ln \frac{R_i}{r_j} \right]} \quad (1)$	$S = \frac{Q}{\pi KM} \frac{at}{R_i^2} + \sum_{i=1}^n \frac{Q_i}{2\pi KM} \ln \frac{R_i}{r_i} \quad (2)$			$v = \frac{Q}{\pi KM R_i^2} \quad (3)$
无 压	$Q = \frac{\pi K(2H-S)S}{\sum_{i=1}^n \frac{Q_i}{Q} \left[\frac{at}{0.5R_i^2} + \sum_{j=1}^n \ln \frac{R_i}{r_j} \right]} \quad (4)$	$S = H - \sqrt{H^2 - \frac{Q}{2\pi K R_i^2} - \sum_{i=1}^n \frac{Q_i R_i}{\pi K r_i^2}} \quad (5)$			
表	$r_i^* = r_i$	$\bar{r}_M = \frac{r_M}{R_K}$	$\bar{r} = \frac{\rho}{R_K}$	$\bar{r} = \frac{r}{R_K}$	
注	$r' = \sqrt{1 - \bar{r}_M^2 (1 - \rho^2)} - \bar{r} \exp\left[\frac{3}{4} - \frac{1}{2} - (\bar{r}_M^2 + \rho^2)\right],$				

表 3-5-21 中公式符号的说明:

 Q_i ——疏水孔的涌水量, m^3/d ;

 r_i^* ——各疏水孔至观测点的距离, m ;

 r' ——观测点至含水层中心的距离, m ;

 ρ ——含水层中心至疏水孔的距离, m ;

 H ——观测点疏水前的静止水位(从隔水底板算起), m ;

其它符号同表 3-5-19。

 Q ——疏水孔群总涌水量, m^3/d ;

 R_i ——含水层中心至隔水边界的距离, m ;

 r' ——系数, 按表注公式计算或查表 3-5-22 确定;

 r ——观测点至疏水孔的距离, m ;

Y'值 表

表 3-5-22

$\bar{r}_M$	$\bar{r}$	$\varphi = 0$		$\varphi = \frac{\pi}{6}$		$\varphi = \frac{\pi}{4}$		$\varphi = \frac{\pi}{3}$	
		$\bar{r}$	r'	$\bar{r}$	r'	$\bar{r}$	r'	$\bar{r}$	r'
0.1	0.1	0	2.07	0.05	2.08	0.08	2.08	0.10	2.08
	0.3	0.2	1.95	0.21	1.96	0.24	1.97	0.26	1.98
	0.5	0.4	1.76	0.42	1.78	0.43	1.79	0.46	1.81
	0.7	0.6	1.53	0.61	1.55	0.63	1.56	0.66	1.59
	0.9	0.8	1.28	0.81	1.29	0.83	1.32	0.85	1.35
0.3	0.1	0.2	1.95	0.21	1.96	0.24	1.97	0.26	1.98
	0.3	0	1.76	0.15	1.79	0.23	1.81	0.30	1.85
	0.5	0.2	1.52	0.28	1.56	0.36	1.61	0.44	1.67
	0.7	0.4	1.25	0.46	1.31	0.53	1.37	0.61	1.45
	0.9	0.6	0.98	0.66	1.05	0.72	1.12	0.79	1.21
0.5	0.1	0.4	1.76	0.42	1.78	0.43	1.79	0.46	1.81
	0.3	0.2	1.52	0.28	1.56	0.36	1.61	0.44	1.67
	0.5	0	1.24	0.26	1.31	0.38	1.39	0.50	1.49
	0.7	0.2	0.95	0.37	1.05	0.49	1.16	0.62	1.28
	0.9	0.4	0.68	0.53	0.81	0.65	0.94	0.78	1.08
0.7	0.1	0.6	1.53	0.61	1.55	0.63	1.57	0.66	1.59
	0.3	0.4	1.25	0.46	1.31	0.53	1.37	0.61	1.45
	0.5	0.2	0.95	0.37	1.05	0.49	1.16	0.62	1.28
	0.7	0	0.66	0.36	0.81	0.54	0.97	0.70	1.23
	0.9	0.2	0.41	0.45	0.61	0.64	0.79	0.82	0.97
0.9	0.1	0.8	1.28	0.81	1.29	0.83	1.32	0.85	1.35
	0.3	0.6	0.98	0.66	1.05	0.72	1.12	0.79	1.21
	0.5	0.4	0.68	0.53	0.81	0.65	0.94	0.78	1.08
	0.7	0.2	0.41	0.45	0.61	0.64	0.79	0.82	0.97
	0.9	0	0.18	0.47	0.47	0.69	0.66	0.90	0.87

续表

$\bar{r}_M$	$\bar{r}$	$\varphi = \frac{\pi}{2}$		$\varphi = \frac{2\pi}{3}$		$\varphi = \frac{3\pi}{4}$		$\varphi = \pi$	
		$\bar{r}$	r'	$\bar{r}$	r'	$\bar{r}$	r'	$\bar{r}$	r'
0.1	0.1	0.14	2.09	0.17	2.11	0.18	2.11	0.2	2.12
	0.3	0.31	2.01	0.36	2.04	0.38	2.06	0.4	2.07
	0.5	0.51	1.86	0.56	1.91	0.57	1.92	0.6	1.95
	0.7	0.71	1.65	0.75	1.71	0.77	1.73	0.8	1.76
	0.9	0.90	1.42	0.90	1.47	0.97	1.50	1.0	1.53
0.3	0.1	0.31	2.01	0.36	2.04	0.38	2.06	0.4	2.07
	0.3	0.42	1.95	0.52	2.03	0.55	2.06	0.6	2.11
	0.5	0.58	1.80	0.70	1.93	0.74	1.98	0.8	2.05
	0.7	0.76	1.62	0.89	1.77	0.94	1.83	1.0	1.92
	0.9	0.95	1.40	1.08	1.56	1.13	1.63	1.2	1.71
0.5	0.1	0.51	1.86	0.56	1.91	0.57	1.92	0.6	1.95
	0.3	0.58	1.80	0.70	1.93	0.74	1.98	0.8	2.05
	0.5	0.71	1.70	0.87	1.89	0.92	1.96	1.0	2.06
	0.7	0.86	1.55	1.04	1.77	1.10	1.86	1.2	1.97
	0.9	1.03	1.37	1.23	1.60	1.30	1.69	1.4	1.81
0.7	0.1	0.71	1.65	0.75	1.71	0.77	1.73	0.8	1.76
	0.3	0.76	1.62	0.89	1.77	0.94	1.83	1.1	1.92
	0.5	0.86	1.55	1.04	1.77	1.10	1.86	1.2	1.97
	0.7	0.99	1.44	1.21	1.70	1.29	1.80	1.4	1.93
	0.9	1.14	1.31	1.39	1.57	1.48	1.67	1.6	1.89
0.9	0.1	0.9	1.42	0.9	1.47	0.97	1.5	1.0	1.53
	0.3	0.95	1.4	1.08	1.56	1.13	1.63	1.2	1.71
	0.5	1.03	1.37	1.23	1.6	1.3	1.69	1.4	1.81
	0.7	1.14	1.31	1.39	1.57	1.48	1.67	1.6	1.8
	0.9	1.27	1.21	1.56	1.48	1.66	1.58	1.8	1.7

表 3-5-24

N	$N \times 10^{-16}$	$N \times 10^{-14}$	$N \times 10^{-13}$	$N \times 10^{-12}$	$N \times 10^{-11}$	$N \times 10^{-10}$	$N \times 10^{-9}$	$N \times 10^{-8}$
1.0	33.9616	31.6590	29.3564	27.0538	24.7512	22.4486	20.1460	17.8435
1.5	33.5561	31.2535	28.9509	26.6483	24.3458	22.0432	19.7406	17.4380
2.0	33.2584	30.9658	28.6632	26.3607	24.0581	21.7555	19.4529	17.1503
2.5	33.0453	30.7427	28.4401	26.1375	23.8349	21.5323	19.2298	16.9272
3.0	32.8629	30.5604	28.2578	25.9552	23.6526	21.3500	19.0474	16.7449
3.5	32.7088	30.4062	28.1036	25.8010	23.4985	21.1959	18.8933	16.5907
4.0	32.5753	30.2727	27.9701	25.6675	23.3649	21.0623	18.7598	16.4572
4.5	32.4575	30.1549	27.8523	25.5497	23.2471	20.9446	18.6420	16.3394
5.0	32.3521	30.0495	27.7470	25.4444	23.1418	20.8392	18.5366	16.2340
5.5	32.2568	29.9542	27.6516	25.3491	23.0465	20.7439	18.4413	16.1387
6.0	32.1698	29.8672	27.5646	25.2620	22.9595	20.6569	18.3543	16.0517
6.5	32.0898	29.7872	27.4846	25.1820	22.8794	20.5768	18.2742	15.9717
7.0	32.0156	29.7131	27.4105	25.1079	22.8053	20.5027	18.2001	15.8976
7.5	31.9467	29.6441	27.3415	25.0389	22.7363	20.4337	18.1311	15.8280
8.0	31.8821	29.5795	27.2769	24.9744	22.6718	20.3692	18.0666	15.7640
8.5	31.8215	29.5189	27.2163	24.9137	22.6112	20.3086	18.0060	15.7034
9.0	31.7643	29.4618	27.1592	24.8566	22.5540	20.2514	17.9488	15.6462
9.5	31.7103	29.4077	27.1051	24.8052	22.4999	20.1973	17.8948	15.5922

$W(u) = -E_1(-u)$ 函数表

续表

N	u	$N \times 10^{-7}$	$N \times 10^{-6}$	$N \times 10^{-5}$	$N \times 10^{-4}$	$N \times 10^{-3}$	$N \times 10^{-2}$	$N \times 10^{-1}$	N
1.0		15.6409	13.2383	10.9357	8.6332	6.3305	4.0379	1.8229	0.2194
1.5		15.1354	12.8328	10.5303	8.2278	5.9286	3.6371	1.4645	0.1000
2.0		14.8477	12.5451	10.2426	7.9402	5.6394	3.3547	1.2227	0.04890
2.5		14.6246	12.3220	10.0194	7.7172	5.4167	3.1365	1.0443	0.02491
3.0		14.4423	12.1387	9.8371	7.5348	5.2349	2.9591	0.9057	0.01305
3.5		14.2881	11.9855	9.6830	7.3807	5.0813	2.8099	0.7942	0.006970
4.0		14.1546	11.8520	9.5495	7.2472	4.9482	2.6813	0.7024	0.003779
4.5		14.0368	11.7342	9.4317	7.1295	4.8310	2.5884	0.6253	0.002073
5.0		13.9314	11.6280	9.3263	7.0242	4.7261	2.4679	0.5598	0.001148
5.5		13.8361	11.5330	9.2310	6.9289	4.6313	2.3775	0.5034	0.0006409
6.0		13.7491	11.4465	9.1440	6.8420	4.5448	2.2953	0.4544	0.0003601
6.5		13.6691	11.3665	9.0640	6.7620	4.4652	2.2201	0.4115	0.0002034
7.0		13.5950	11.2924	8.9899	6.6879	4.3915	2.1503	0.3738	0.0001155
7.5		13.5260	11.2234	8.9209	6.6180	4.3231	2.0867	0.3403	0.0000658
8.0		13.4614	11.1589	8.8563	6.5545	4.2591	2.0269	0.3106	0.0000376
8.5		13.4008	11.0982	8.7957	6.4939	4.1990	1.9711	0.2840	0.0000216
9.0		13.3437	11.0411	8.7386	6.4368	4.1423	1.9187	0.2602	0.0000124
9.5		13.2896	10.9870	8.6845	6.3828	4.0887	1.8695	0.2387	0.0000071

5.3.2 多层含水层充水矿床非稳定流解析解法

5.3.2.1 一般问题

在有多层含水层对矿坑充水有影响的矿区,经常会遇到有越流补给含水层的问题。所谓“越流补给”就是有两个(或两个以上)含水层构成的含水层组(见图3-5-21),当疏干第二含水层时,其上覆和下伏含水层,通过顶底板弱透水层产生的垂直补给,这种补给关系称为越流补给。

由于矿床水文地质条件及边界条件的不同,疏干工程布置形式也有很大变化。在这样复杂条件下进行有越流补给的孔群干扰水文地质计算,必须将计算条件进行简化,如将疏干区孔群沿直线成排布置时,常以平均长度上的排水量代替各个单孔的集中排水量,即把本来分散的各个单孔排水简化为单位长度上的均匀排水进行计算。又如,在疏干区内均匀布孔时,以疏干区范围内单位面积的排水量代替各个单孔的集中排水量,即把本来是分散的各个单孔排水化为单位面积上的均匀排水,如疏干排水区面积为 A ,各孔排水量之和为 ΣQ ,其排水强度为:

$$e = \frac{\Sigma Q}{A} \quad (3-5-12)$$

式中 e ——排水强度, m/d ;

ΣQ ——各疏水孔流量的总和, m^3/d ;

A ——疏水工程分布的面积, m^2 。

矿床疏干工程布置一般是集中设置在采矿场周围,鉴于这种情况,排水区可以概化为条形、圆形或长方形等规则形状(见图3-5-22)。每一个疏干排水区内,孔的分布基本均匀,密度基本一致,排水状况基本相同。如果排水地段的形状很不规整或孔的分布及排水强度不同,无法以单一排水区概化时,则可以把疏干地段划分成几个强度不相同的长方形(或圆形)排水区。任意一点地下水位的计算均是这些不同强度和形状的排水(在概化的排水区外尚有单孔时,还应考虑进去)共同作用的结果。

上述概化为条形、圆形和长方形的排水区,可视为面状井,其计算方法介绍如下。

5.3.2.2 多层含水层中面状井疏干水文地质计算

1. 无界含水层

1) 流向长方形面状井的地下水非稳定流计算

在无界含水层中,由三个含水层构成的含水层组有越流补给时,流向长方形面状井的地下水非稳定流可获得如下定解问题。

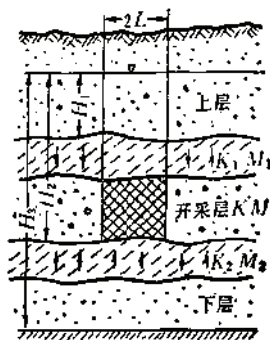
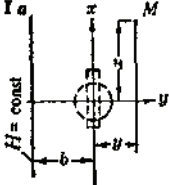
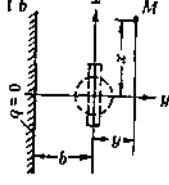
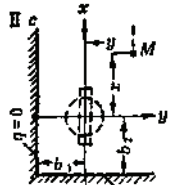
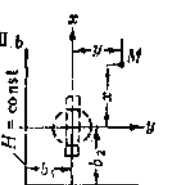
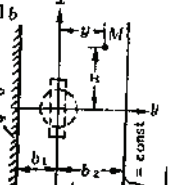
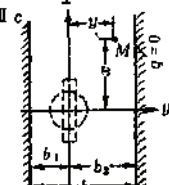


图3-5-21 多层含水层充水矿床越流补给示意图
 H_1 —上含水层水头; H_2 —采矿排水层水头; H_3 —下含水层水头; K, M —采矿排水层渗透系数及厚度; K_1, K_2 —上、下弱透水层渗透系数; M_1, M_2 —上、下弱透水层厚度

图 形	疏水孔 类 型	计 算 公 式	计算图号
	非 完 整 孔	$Q = \frac{4\pi KU}{Rm + Rw} \quad (1)$	I a
		$Rw = 2\beta C \ln \frac{rp}{rw} + \frac{1}{2} \xi$ $(\frac{1}{M}, \frac{M}{rw})$ 求孔内水位降 深时可计算 Rw 值, 方法同线状, 环状, 面状孔群 当 $\xi(\frac{1}{M}, \frac{M}{rw}) = 0$ 时, 则(1)式变为完整孔计算公式 U 值: $U = \frac{Q}{4\pi K R}$	I b
		$R = Rm + Rw$ 承压水: $U = MSw$ $= M(H - h_0)$ 或 $Sw = \frac{U}{M}$ 潜水: $U = \frac{1}{2}(H^2 - h_0^2)$ 或 $Sw = H - \sqrt{H^2 - 2U}$ 承压-潜水: $U = \frac{1}{2}[(2H - M) \times M - h_0^2]$	I c
			II a
			II b
			II c

流 计 算 公 式 表

表 3-5-25

对于任意点 $m(x, y)$ 外部水流阻力系数 R_m 值	映射孔至任意点 m 的距离 $P(m)$	符 号 说 明
$R_m = R_{mw} + E_i \left(-\frac{\rho^2}{4at} \right)$ (2)	(4)	R_m —外部水流阻力系数;
$R_m = R_{mw} - E_i \left(-\frac{\rho^2}{4at} \right)$ (3)	$\rho = \sqrt{x^2 + (2b + y)^2}$	R_w —非完整孔内部水流阻力系数;
$R_m = R_{mw} + E_i \left(-\frac{\rho_1^2}{4at} \right) + E_i \left(-\frac{\rho_2^2}{4at} \right) - E_i \left(-\frac{\rho_3^2}{4at} \right)$ (5)	(8)	$\xi \left(\frac{l}{M}, \frac{M}{r_w} \right)$ —非完整孔阻力系数;
$R_m = R_{mw} + E_i \left(-\frac{\rho_1^2}{4at} \right) - E_i \left(-\frac{\rho_2^2}{4at} \right) + E_i \left(-\frac{\rho_3^2}{4at} \right)$ (6)	$\rho_1 = \sqrt{x^2 + (2b + y)^2}$	R_{mw} —各种综合孔群组在无界含水层中的内部水流阻力系数;
$R_m = R_{mw} - E_i \left(-\frac{\rho_1^2}{4at} \right) - E_i \left(-\frac{\rho_2^2}{4at} \right) + E_i \left(-\frac{\rho_3^2}{4at} \right)$ (7)	$\rho_2 = \sqrt{(2b_2 + x)^2 + y^2}$	(1) 直线孔群: R_{mw} 同直线孔排 R_{A_1} ;
$R_m = R_{mw} + E_i \left(-\frac{\rho_1^2}{4at} \right) + E_i \left(-\frac{\rho_2^2}{4at} \right) - E_i \left(-\frac{\rho_3^2}{4at} \right)$ (11)	$= \sqrt{(2b_2 + x)^2 + (2b_1 + y)^2}$	(2) 环形孔群: R_{mw} 同环形孔群 R_{A_1} ;
$R_m = R_{mw} - E_i \left(-\frac{\rho_1^2}{4at} \right) + E_i \left(-\frac{\rho_2^2}{4at} \right) - E_i \left(-\frac{\rho_3^2}{4at} \right) + E_i \left(-\frac{\rho_4^2}{4at} \right) - E_i \left(-\frac{\rho_5^2}{4at} \right)$ (12)	(10)	(3) 面状井群: R_{mw} 同面状孔群 R_{A_1} ; $\beta = \frac{Q_0'}{Q}$
$R_m = R_{mw} - E_i \left(-\frac{\rho_1^2}{4at} \right) - E_i \left(-\frac{\rho_2^2}{4at} \right) + E_i \left(-\frac{\rho_3^2}{4at} \right) - E_i \left(-\frac{\rho_4^2}{4at} \right) + E_i \left(-\frac{\rho_5^2}{4at} \right)$ (13)	$R_2 \rho_1 = \sqrt{x^2 + (2b_1 + y)^2}$	Q_0' —单孔出水量, m^3/d ;
	$\rho_2 = \sqrt{x^2 + (2b_2 + y)^2}$	Q —孔群总出水量, m^3/d ;
	(15)	注: 图形中虚线表示线状、环状、面状孔群组分布图
	$\rho_3 = \sqrt{x^2 + (2b + y)^2}$	
	(16)	
	$\rho_4 = \sqrt{x^2 + (2b - y)^2}$	
	(17)	
	$\rho_5 = \sqrt{x^2 + [2(2b_1 + b_2) + y]^2}$	
	(18)	

$$I \begin{cases} \frac{\partial u}{\partial t} = a^2 \left[\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 u}{\partial y^2} \right] + f(x, y, t) - W(x, y, t) \\ \quad (-\infty < x < \infty, -\infty < y < \infty, t > 0) \quad (3-5-13) \\ v|_{t=0} = 0 \quad (-\infty < x < \infty, -\infty < y < \infty) \\ v|x^2 + y^2 \rightarrow \infty = 0 \quad (t > 0) \end{cases}$$

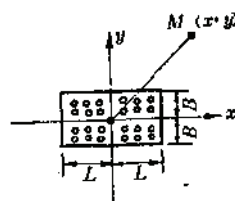
式中 $f(x, y, t) = \varepsilon \frac{M}{\mu^*}$ (或 $\varepsilon = \frac{h}{\mu}$)

$$W(x, y, t) = \frac{a^2}{B_0^2} u$$

$$\varepsilon \begin{cases} \frac{Q_z}{F} (-L < x < L, -B < y < B) \\ 0 \quad \text{其他地区} \end{cases}$$

现应用汇面的方法, 假定在无界含水层中, 用具有无限个固定流量按面状均匀分布的汇点所组成的汇面来代替实际上均匀分布的井群进行工作, 而这些汇点的流量总和等于实际井流量的总和, 这样当汇面经过 $d\tau$ 时刻工作后, 从含水层中释放出来的水量, 通汇面单位面积上的排水量应为 $(Q_z/E)d\tau$, 并且认为整个排水过程中, 单位排水强度 $\varepsilon = Q_z/F$ 是保持不变的, 则应用分离变量法, 解上述偏微分方程后即得:

$$u = \int_0^t \frac{f(\xi, \eta, \tau)}{4\pi a^2(t-\tau)} e^{-\frac{a^2}{B_0^2}(t-\tau)} d\tau \int_{-\infty}^{\infty} e^{-\frac{(x-\xi)^2}{4a^2(t-\tau)}} d\xi \int_{-\infty}^{\infty} e^{-\frac{(y-\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}} d\eta$$



(3-5-14)

图 3-5-22 长方形面状井示意图

B ——面状井宽度之半, L ——面状井长度之半,

$M(x, y)$ ——任意点 M 的坐标

如图 3-5-22 的条件, 可知面状井的工作范围由 $-L$ 到 L , $-B$ 到 B , 故得:

单位排水强度 $\varepsilon = \frac{Q_z}{4LB}$; 流量函数 $f(\xi, \eta, \tau) = \varepsilon \frac{M}{\mu^*} = \frac{Q_z}{4LBK} = \text{常量}$ 。

把上述数值代入 (3-5-14) 式中, 即得有越流补给时流向长方形面状井的地下水非稳定流计算公式:

$$u = \frac{Q_z}{4\pi K} R_{A-1} \quad (3-5-15)$$

式中水流阻力系数 R_{A-1} 的确定方法如下:

(1) 有越流时

$$R_{A-1} = \frac{1}{4LB} \int_0^t \frac{1}{(t-\tau)} e^{-\frac{a^2}{B^2}(t-\tau)} d\tau \int_{-L}^L e^{-\frac{(x-\xi)^2}{4a^2(t-\tau)}} d\xi \times \\ \times \int_{-B}^B e^{-\frac{(y-\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}} d\eta \quad (3-5-16)$$

(2) 无越流时

$$R_{A-1} = \frac{1}{4LB} \int_0^t \frac{1}{(t-\tau)} d\tau \int_{-L}^L e^{-\frac{(x-\xi)^2}{4a^2(t-\tau)}} d\xi \int_{-B}^B e^{-\frac{(y-\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}} d\eta \quad (3-5-17)$$

为便于计算, 现设:

$$\omega = \frac{t-\tau}{t}, \quad \alpha_0 = \frac{a^2 t}{B^2}, \quad \alpha_B = \sqrt{\frac{a^2 t}{B^2}}, \quad \alpha_L = \sqrt{\frac{a^2 t}{L^2}}, \\ \beta = \frac{B}{L}, \quad \alpha^2 L = \beta^2 \alpha^2 B, \quad \bar{x} = \frac{X}{L}, \quad \bar{y} = \frac{y}{B}, \quad \bar{z} = \frac{z}{L}, \\ \bar{\eta} = \frac{\eta}{B}$$

把上述比例系数代入 (3-5-16) 式和 (3-5-17) 式中, 可得改变后的水流阻力系数 R_{A-1} 的计算公式:

有越流时的水流阻力系数为:

$$R_{A-1}(\alpha_0, \beta, \alpha_B, \bar{x}, \bar{y}) = \frac{1}{4} \int_0^1 \frac{1}{\omega} e^{-\alpha_0 \omega} d\omega \int_{-1}^{+1} e^{-\frac{(\bar{x}-\bar{\xi})^2}{4\beta^2 \alpha^2 B \omega}} d\bar{\xi} \times \\ \times \int_{-1}^{+1} e^{-\frac{(\bar{y}-\bar{\eta})^2}{4\alpha^2 B \omega}} d\bar{\eta} \quad (3-5-18)$$

无越流 ($\alpha_0 = 0$) 时的水流阻力系数:

$$R_{A-1}(0, \beta, \alpha_B, \bar{x}, y) = \frac{1}{4} \int_0^{-1} \frac{1}{w} dw \int_{-1}^{+1} e^{-\frac{(\bar{x}-\bar{\xi})^2}{4\beta^2 \alpha_B^2 w}} d\bar{\xi} \times \int_{-1}^{+1} e^{-\frac{-(y-\bar{\eta})^2}{4\alpha^2 B w}} d\bar{\eta} \quad (3-5-19)$$

以上各式中符号说明如下:

Q_z ——疏水工程总出水量, m^3/d ;

K ——渗透系数, m/d ;

M ——承压含水层厚度, m ;

a ——压力传导系数, m^2/d ;

μ ——给水度;

μ^* ——弹性给水度;

t ——非稳定流排水时间, d ;

x, y ——计算点 M 的坐标值, m ;

B ——面状井宽度之半, m ;

L ——面状井长度之半, m ;

B_0^2 ——越流阻力系数, m^2 ;

u ——水头函数。

关于越流阻力系数 B_0^2 的求法如下:

(1) 当上覆含水层有越流时:

$$B_0^2 = \frac{K M M_1}{K_1} \quad (3-5-20)$$

(2) 当下伏含水层有越流时:

$$B_0^2 = \frac{K M M_2}{K_2} \quad (3-5-21)$$

(3) 当上、下含水层都有越流时:

$$B_0^2 = \frac{K M M_1}{K_1 + \frac{M_1}{M_2} K_2} \quad (3-5-22)$$

式中 M_1, M_2 ——上、下弱透水层厚度, m ;

K_1, K_2 ——上、下弱透水层的渗透系数, m/d 。

关于水头函数的求法如下:

(1) 承压水时

$$u = MS \quad (3-5-23)$$

(2) 无压水时

$$u = \frac{1}{2} (h_0^2 - h^2) \quad (3-5-24)$$

此式只在无越流时计算用。

(3) 承压转无压时

$$u = \frac{1}{2} [(2H_0 - M)M - h^2] \quad (3-5-25)$$

式中 S ——经过排水时间 t 后, $M(x, y)$ 点的水位降深, m;
 H_0, h_0 ——排水前, $M(x, y)$ 点的原始水头和含水层厚度, m;
 h ——经过排水时间 t 后, $M(x, y)$ 点的含水层厚度, m。

2) 流向圆形面状井的地下水非稳定流计算

设有一个半径为 R_0 的圆形面状井, 在无界含水层中工作 (见图 3-5-23), 面状井有 n 个均匀分布的完整井组成, 其他越流条件与长方形井群相同。

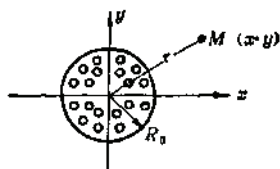


图 3-5-23 圆形面状井群示意图

R_0 ——圆形面状井半径; r ——面状井中心至任意点 M 的距离;
 $M(x, y)$ ——任意点 $M(x, y)$ 的坐标

根据上述条件, 其定解问题为:

$$\text{I} \begin{cases} \frac{\partial u}{\partial t} = a^2 \left(\frac{\partial^2 u}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial u}{\partial r} \right) + f(r, t) - w(r, t) \\ (0 \leq r < \infty, t > 0) \\ u|_{t=0} = 0 \quad (0 \leq r < \infty) \\ u|_{r=\infty} = 0 \quad (t > 0) \end{cases} \quad (3-5-26)$$

式中 $f(r, t) = \varepsilon \frac{M}{\mu^*}$ (或 $\varepsilon = \frac{\bar{\eta}}{\mu}$)

$$w(r, t) = \frac{a^2}{B^2} u$$

$$\varepsilon \begin{cases} \frac{Qz}{\pi R_0} & (0 < r < R_0) \\ 0 & (r > R_0) \end{cases}$$

应用分离变量法, 解上述偏微分方程后, 即得有越流补给时流向圆形面状井地下水非稳定流的计算公式。

$$u = \frac{Qz}{4\pi K} R_{A-2} \quad (3-5-27)$$

(1) 有越流时的水流阻力系数

$$R_{A-2}(\alpha_0, \bar{\gamma}, \alpha) = \int_0^1 \frac{1}{w} e^{-\alpha_0 w} dw \int_0^1 \frac{2\bar{r}}{\pi} d\bar{r} \int_{-\frac{\pi}{2}}^{\frac{\pi}{2}} e^{-\frac{\bar{\gamma}^2 + \bar{r}^2 - 2\bar{\gamma}\bar{r}\sin\phi}{4aw}} d\phi \quad (3-5-28)$$

(2) 无越流时的水流阻力系数

$$R_{A-2}(0, \bar{\gamma}, \alpha) = \int_0^1 \frac{1}{w} dw \int_0^1 \frac{2\bar{r}}{\pi} d\bar{r} \int_{-\frac{\pi}{2}}^{\frac{\pi}{2}} e^{-\frac{(\bar{\gamma}^2 + \bar{r}^2 - 2\bar{\gamma}\bar{r}\sin\phi)}{4aw}} d\phi \quad (3-5-29)$$

$$\alpha_0 = \frac{a^2 t}{B^2}, \quad \bar{\gamma} = \frac{r}{R_0}, \quad \alpha = \frac{a^2 t}{R_0^2}$$

式中 R_0 ——圆形面状井半径, m;

r ——计算点 M 到圆形面状井中心的距离, m;

R_{A-2} ——圆形面状井水流阻力系数;

其它符号同前。

2. 有界含水层

1) 直线边界含水层

在直线边界附近的面状井水文地质计算, 可采用渗流理论中的映射法和叠加原理来解决 (见图 3-5-24)。其直线边界可分如下两类:

(1) 直线隔水边界附近的面状井 (见图 3-5-25)

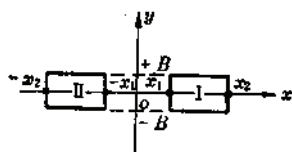


图 3-5-24 直线边界映射示意图

I——实面状井; II——虚面状井; $x_1, -x_1, x_2, -x_2$ ——实虚井对应端至 oy 轴的距离; $+B, -B$ ——实虚井两边至 ox 轴的距离

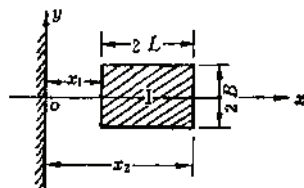


图 3-5-25 直线隔水边界附近的面状井计算示意图

$2L$ ——面状井长度; $2B$ ——面状井宽度;
 x_1 ——一端至隔水边界的距离; x_2 ——另一端至隔水边界的距离

(2) 直线供水边界附近的面状井 (见图 3-5-26)

直线边界附近无越流补给时, 流向长方形面状井的地下水非稳定流计算公式为:

$$u = \frac{Q_z}{4\pi k} R_B \quad (3-5-30)$$

式中 R_B ——直线隔水或供水边界附近面状井水流阻力系数;

其它符号同前。

有越流补给时, 水流阻力系数:

$$R_B(\alpha_0, \beta, \bar{x}, a_B, \bar{x}, \bar{y}) = \frac{1}{4} \int_0^1 \frac{1}{w} e^{-\alpha_0 w} dw \times \int_{\bar{x}_1}^{\bar{x}_1+1} \left(e^{-\frac{(\bar{x}-\bar{\xi})^2}{4\beta^2 a_B^2 w}} \pm e^{-\frac{(\bar{x}+\bar{\xi})^2}{4\beta^2 a_B^2 w}} \right) d\bar{\xi} \int_{-1}^{+1} e^{-\frac{(\bar{y}+\bar{\eta})^2}{4a_B^2 w}} d\bar{\eta}$$

(3-5-31)

式中 $\bar{x}_1 = \frac{\bar{x}_1}{L}$;

x_1, x_2 ——长方形面状井两端至隔水边界的距离, m;

其它符号同前。

计算水流阻力系数 R_B , 如为隔水边界时, 第二层被积函数括号内取加号; 如为供水边界时, 则取减号。

2) 相互垂直边界含水层 (或称直角边界附近)

矿区位于河流转弯处或不透水断层相互交错地带可以构成直角边界含水层。在直角边界附近的面状井干扰孔群计算采用面状井映射法与叠加原理进行 (见图 3-5-27)。对这

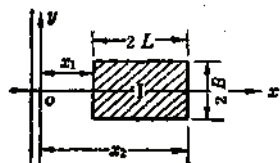


图 3-5-26 直线供水边界附近的面状井

x_1, x_2 ——面状井两端至供水边界的距离

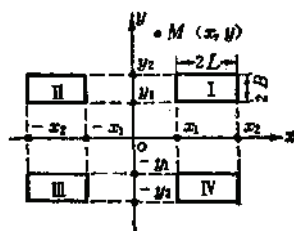


图 3-5-27 直角边界附近的面状井映射计算示意图

I—实面状井; II, III, IV—虚面状井

种边界条件下多层含水层有越流补给时的水文地质计算, 同样应用映射法和叠加原理, 只是不仅相对 y 轴映射, 而且要相对 x 轴映射, 这样要求对点 $M(x, y)$ 产生的势就是一个实际面状井和三个虚构面状井对它的势的叠加。

这种含水层根据边界补给情况大致可分为如下三大类:

- (1) 相互垂直隔水边界含水层 (图 3-5-28)
- (2) 供水与隔水相互垂直边界含水层 (图 3-5-29)
- (3) 相互垂直供水边界含水层 (图 3-5-30)

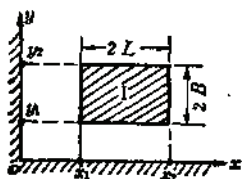


图 3-5-28 相互垂直
隔水边界含水层中面状井
计算示意图

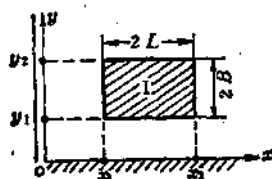


图 3-5-29 供水与隔水相
互垂直边界含水层中面状井
计算示意图

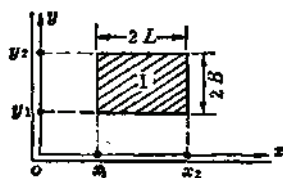


图 3-5-30 相互垂直供
水边界含水层中面状井计
算示意图

相互垂直边界有越流时, 流向面状井的地下水非稳定流计算公式为:

$$u = \frac{Qz}{4\pi K} Rc \quad (3-5-32)$$

式中 Rc ——垂直边界附近的水流阻力系数;
其它符号同前。

$$Rc(\alpha_0, \beta, \bar{x}, \bar{y}_1, \alpha_B, \bar{x}, \bar{y}) = \frac{1}{4} \int_0^1 \frac{1}{w} e^{-\alpha_0 w} dw \times$$

$$\int_{\bar{x}_1}^{\bar{x}_{1+2}} \left(e^{-\frac{(\bar{x}-\xi)^2}{4\beta^2\alpha^2 Bw}} \pm e^{-\frac{(\bar{x}+\xi)^2}{4\beta^2\alpha^2 Bw}} \right) d\xi \int_{\bar{y}_1}^{\bar{y}_{1+2}} \left(e^{-\frac{(\bar{y}-\eta)^2}{4\alpha^2 Bw}} \pm e^{-\frac{(\bar{y}+\eta)^2}{4\alpha^2 Bw}} \right) d\eta$$

(3-5-33)

式中 $\bar{y} = \frac{y_1}{B}$

y_1, y_2 ——长方形面状井至边界的距离, m;
其它符号同前。

上述求水流阻力系数 Rc 的式中, 当第二层被积函数括弧内取减号, 而第三层被积函数括弧内取加号时, 则为供水阻水边界的水流阻力系数; 在第二、三层被积函数括弧内都取

减号时,则为两边供水边界,都取加号则为两边隔水边界的水流阻力系数。

在平面上经过映射后,可以把相互垂直边界所形成的含水层变成无界平面含水层,在平面上以三个对称的且强度相等的虚构的面状井代替边界的作用,保持原来的水流条件不改变。此时四个象限中面状井对 $M(x, y)$ 点产生势叠加的一般表达式为:

$$u = u_I + u_{II} + u_{III} + u_{IV} \quad (3-5-34)$$

由于每个面状井的总流量是相等的,故上式可以变为无限平面上水流阻力系数叠加计算的一般表达式为:

$$R_c = R_I + R_{II} + R_{III} + R_{IV} \quad (3-5-35)$$

式中 $R_I, R_{II}, R_{III}, R_{IV}$ ——是无限平面上第I, II, III, IV象限中各个面状井对 $M(x, y)$ 点产生的水流阻力系数。它们可根据无界含水层的阻力系数计算公式求得。

计算 $R_I, R_{II}, R_{III}, R_{IV}$ 时,注意以下几点:

(1)要根据公式3-5-18的 $\alpha_0, \beta, \alpha_B, \bar{x}, \bar{y}$ 等五个变量计算(可查表,见参考文献[83]),不得用本节中的七个变量;

(2)计算坐标中心选在各个象限面状井的中心(见图3-5-22),然后确定计算点 $M(x, y)$ 相对每个面状井坐标中心点的 $\bar{x}$ 及 $\bar{y}$ 值;

(3)应用公式3-5-35时,从第二项起符号取法如下:

全是阻水边界,全取加号;

供水及阻水边界,取减——减——加;

全是供水边界,取减——加——减。

3)两边平行边界含水层

分布在地堑盆地或山前洪积扇地区的矿区,具有两边平行边界的含水层。根据边界补给情况,大致可分为如下三大类:

两边平行阻水边界含水层;

两边平行阻水供水边界含水层;

两边平行供水边界含水层。

流向两边平行边界含水层中面状井地下水非稳定流计算公式为:

$$u = \frac{Qz}{4\pi K} R_D \quad (3-5-36)$$

式中 R_D ——两边平行边界水流阻力系数;

其它符号同前。

水流阻力系数 R_D 根据平行边界条件不同按以下方法求得。

(1)两边平行阻水边界含水层中有越流补给时(见图3-5-31),水流阻力系数:

$$R_D(\alpha_0, \beta, \bar{x}_1, l, \alpha_B, \bar{x}, \bar{y}) = \frac{1}{4} \int_0^1 \frac{\beta \alpha_B}{t} \sqrt{\frac{4\pi}{\omega}} e^{-\alpha_0 \omega} d\omega x$$

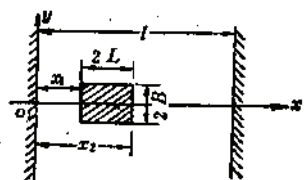


图3-5-31 两边平行阻水边界含水层中面状井计算示意图

$$\begin{aligned}
& \times \int_{\bar{x}_1}^{\bar{x}_{1+2}} \left(1 + 2 \sum_{n=1}^{\infty} e^{-\left(\frac{n\pi\beta\alpha_B}{l} \right)^2 \omega} \cos \frac{n\pi\bar{x}}{l} \cos \frac{n\pi\bar{y}}{l} \right) d\bar{x} \times \\
& \times \int_{-1}^{+1} e^{-\frac{(\bar{y}-\bar{y})^2}{4\alpha_B^2\omega}} d\bar{y} \quad (3-5-37)
\end{aligned}$$

式中 x_1, x_2 ——面状井两端到一侧边界的距离, m;

l ——平行边界之间的距离, m;

$$\omega = \frac{t-\tau}{t}, \quad \alpha_0 = \frac{a^2 t}{B^2}, \quad \beta = \frac{B}{L}, \quad \bar{x}_1 = \frac{x_1}{L}, \quad l = \frac{l}{L}$$

$$\alpha_B = \sqrt{\frac{a^2 t}{B^2}}, \quad \alpha_l = \sqrt{\frac{a^2 t}{l^2}}, \quad \alpha^2 l = \frac{\beta^2 \alpha^2 B}{l^2}$$

(2) 两边平行隔水和供水边界含水层中有越流补给时 (见图 3-5-32), 水流阻力系数:

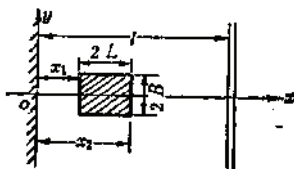


图 3-5-32 两边平行隔水供水边界含水层中面状井计算示意图

$$R_D(\alpha_0, \beta, \bar{x}_1, l, \alpha_B, \bar{x}, \bar{y}) = \frac{1}{4} \int_0^1 \frac{\beta \alpha_B}{l} \sqrt{\frac{4\pi}{\omega}} e^{-\alpha^2 \omega} d\omega \times$$

$$\bar{x}_{1+2} - \left(\frac{(2n-1)\pi\beta\alpha_B}{2l} \right)^2 \omega$$

$$\int \left[2 \sum_{n=1}^{\infty} e^{-\left(\frac{(2n-1)\pi\beta\alpha_B}{2l} \right)^2 \omega} \cos \left(\frac{(2n-1)\pi\bar{x}}{2l} \right) \cos \left(\frac{(2n-1)\pi\bar{y}}{2l} \right) \right] d\bar{x} \times$$

$$\bar{x}_1$$

$$\begin{aligned}
& + 1 \int_{-1}^{+1} e^{-\frac{(\bar{y}-\bar{y})^2}{4\alpha_B^2\omega}} d\bar{y} \\
& \quad d\bar{y}
\end{aligned}$$

(3-5-38)

(3) 两边平行供水边界含水层中有越流补给时 (见图 3-5-33), 水流阻力系数:

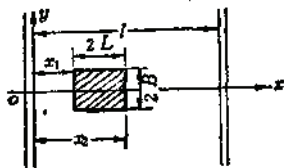


图 3-5-33 两边平行供水边界含水层中面状井计算示意图

$$R_D(\alpha, \beta, \bar{x}_1, T, \alpha_B, \bar{x}, \bar{y}) = \frac{1}{4} \int_0^{\frac{1}{T}} \frac{\beta \alpha_B}{T} \sqrt{\frac{4\pi}{\omega}} e^{-\alpha \omega} d\omega \times$$

$$\int_{\bar{x}_1}^{\bar{x}_1+2} \left(2 \sum_{n=1}^{\infty} e^{-\frac{(n\pi\beta\alpha_B)^2}{T}} \omega \sin \frac{n\pi\bar{x}}{T} \sin \frac{n\pi\bar{y}}{T} \right) d\bar{x} \int_{-1}^{+1} e^{-\frac{-(\bar{y}-\bar{y})^2}{4\alpha^2\omega}} d\bar{y}$$

(3-5-39)

式中 $\bar{x} = \frac{x}{L}$,

其它符号同前。

4) 三面边界含水层

矿区常遇到三面边界含水层, 大致可分为以下六类。

两侧平行阻水和下端阻水或供水边界含水层 (图 3-5-34, a);

两侧平行阻水供水和下端阻水或供水边界含水层 (图 3-5-34, b);

两侧平行供水和下端阻水或供水边界含水层 (图 3-5-34, c)。

三面边界含水层有越流补给时, 流向面状井的地下水非稳定流计算公式为:

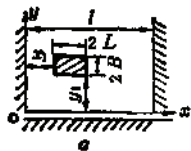


图 3-5-34, a 两侧平行阻水和下端阻水或供水边界含水层中面状井计算示意图

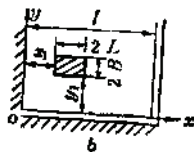


图 3-5-34, b 两侧平行阻水供水和下端阻水或供水边界含水层中面状井计算示意图

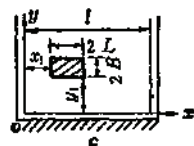


图 3-5-34, c 两侧平行供水和下端阻水或供水边界含水层中面状井计算示意图

$$u = \frac{Qz}{4\pi K} R_E \quad (3-5-40)$$

式中 R_E ——三面边界含水层中有越流补给面状井水流阻力系数，
其它符号同前。

水流阻力系数 R_E 根据不同的边界条件来确定。

(1) 两侧平行阻水和下端阻水或供水边界含水层水流阻力系数，

$$R_E(\alpha_0, \beta, \bar{x}_1, \bar{y}_1, \bar{l}, \alpha_B, \bar{x}, \bar{y}) = \frac{1}{4} \int_0^1 \frac{\beta \alpha_B}{\bar{l}} \sqrt{\frac{4\pi}{\omega}} e^{-\alpha_0 \omega} d\omega \times$$

$$\int_{\bar{x}_1}^{\bar{x}_{1+2}} \left(1 + 2 \sum_{n=1}^{\infty} e^{-\frac{(n\pi\beta\alpha_B)^2 \omega}{\bar{l}}} \cos \frac{n\pi \bar{x}}{\bar{l}} \cos \frac{n\pi \bar{\xi}}{\bar{l}} \right) d\bar{\xi} \times$$

$$\int_{\bar{y}_1}^{\bar{y}_{1+2}} \left(e^{-\frac{(\bar{y}-\bar{\eta})^2}{4\alpha^2 \bar{l} \omega}} - \frac{(\bar{y}+\bar{\eta})^2}{4\alpha^2 \bar{l} \omega} \pm e \right) d\bar{\eta} \quad (3-5-41)$$

(2) 两侧平行阻水供水和下端阻水或供水边界含水层水流阻力系数，

$$R_E(\alpha_0, \beta, \bar{x}_1, \bar{y}_1, \bar{l}, \alpha_B, \bar{x}, \bar{y}) = \frac{1}{4} \int_0^1 \frac{\beta \alpha_B}{\bar{l}} \sqrt{\frac{4\pi}{\omega}} e^{-\alpha_0 \omega} d\omega \times$$

$$\int_{\bar{x}_1}^{\bar{x}_{1+2}} \left(2 \sum_{n=1}^{\infty} e^{-\frac{(2n-1)\pi\beta\alpha_B)^2 \omega}{\bar{l}}} \cos \left(\frac{(2n-1)\pi \bar{x}}{\bar{l}} \right) \cos \left(\frac{(2n-1)\pi \bar{\xi}}{2\bar{l}} \right) \right) d\bar{\xi} \times$$

$$\times \int_{\bar{y}_1}^{\bar{y}_{1+2}} \left(e^{-\frac{(\bar{y}-\bar{\eta})^2}{4\alpha^2 B \omega}} - \frac{(\bar{y}-\bar{\eta})}{4\alpha^2 \bar{l} \omega} \pm e \right) d\bar{\eta} \quad (3-5-42)$$

(3) 两侧平行供水和下端阻水或供水边界含水层水流阻力系数，

$$\begin{aligned}
 RE(\alpha_0, \beta, \bar{x}_1, \bar{y}_1, \bar{t}, \alpha_B, \bar{x}, \bar{y}) = & \frac{1}{4} \int_0^1 \frac{\beta \alpha_B}{\bar{t}} \sqrt{\frac{4\pi}{\omega}} e^{-\alpha_0 \omega} d\omega \times \\
 & \times \int_{\bar{x}_1}^{\bar{x}_1+2} \left(2 \sum_{n=1}^{\infty} e^{-\left(\frac{n\pi\beta\alpha_B}{\bar{t}}\right)^2 \omega} \sin \frac{n\pi\bar{x}}{\bar{t}} \sin \frac{n\pi\bar{t}}{\bar{t}} \right) d\bar{x} \times \\
 & \times \int_{\bar{y}_1}^{\bar{y}_1+2} \left(e^{-\frac{(\bar{y}-\bar{y})^2}{4\alpha^2 B_0}} \pm e^{-\frac{(\bar{y}+\bar{y})^2}{4\alpha^2 B_0}} \right) d\bar{y} \quad (3-5-43)
 \end{aligned}$$

上述各公式中，第三层被积函数括弧内当下端为阻水边界时，取加号；当下端为供水边界时，取减号。

3. 水流阻力系数的求解方法

1) 人工查表计算法

由上述可知各种边界条件下有越流补给时，流向面状井的水流阻力系数计算工作均很复杂，设计工作中可由参考文献〔83〕中的附表查得，可省去繁琐的计算工作。该文献附表中的水流阻力系数都是由电子计算机计算所得，可以满足设计工作需要。

计算实例

在无界均质承压含水层（上层有越流补给）中，有一个完整孔群组成的长方形面状井工作（见图3-5-21和图3-5-22），其长度 $2L$ 为4000m，宽度 $2B$ 为2000m，其他资料根据单孔抽水试验所得： $KM=1000\text{m}^2/\text{d}$ ； $a^2=1\times 10^5\text{m}^2/\text{d}$ ； $M_1=10\text{m}$ ； $K_1=0.01\text{m}/\text{d}$ 。当面状井排水总量 $Q_2=40000\text{m}^3/\text{d}$ 时，求疏干排水 $t=10\text{d}$ 、 30d 、 90d 时，水位降深 S 为多少米？

解：当 $t=10\text{d}$ 时，根据已知资料计算可得：

$$B_0^2 = \frac{KM M_1}{K_1} = \frac{1000 \times 10}{0.01} = 1 \times 10^6 \text{ m}^2$$

$$\alpha_0 = \frac{a^2 t}{B_0^2} = \frac{1 \times 10^5 \times 10}{1 \times 10^6} = 1$$

$$\beta = \frac{B}{L} = \frac{1000}{2000} = 0.5$$

$$\alpha_B = \sqrt{\frac{a^2 t}{B^2}} = \sqrt{\frac{1 \times 10^5 \times 10}{1 \times 10^6}} = 1$$

计算面状井中心水位则 $\bar{x}=\bar{y}=0$ 。

根据公式3-5-16的 $R_{A-1}(\alpha_0, \beta, \alpha_B, \bar{x}, \bar{y})$ 查参考文献〔83〕中附表(A)可得：

$$R_{A-1}(1.0, 0.5, 1.0, 0.0, 0.0) = 0.7320$$

把它代入公式3-5-15中得：

$$S = \frac{u}{M} = \frac{Q_z}{4\pi K M} \quad R_{A-1} = \frac{40000}{12.65 \times 1000} \times 0.7320 = 2.3312\text{m}$$

当 $t = 30\text{d}$ 时, 计算可得:

$$\alpha_0 = \frac{1 \times 10^5 \times 30}{1 \times 10^8} = 3$$

$$\alpha_B = \sqrt{\frac{1 \times 10^5 \times 30}{1 \times 10^8}} = 1.732$$

因为 $\alpha_B = 1.732$, R_{A-1} 值不能由附表 (A) 中直接查得, 此时, 可根据参考文献 [83] 附表 (A) 查得 $\alpha_0 = 3$ 及 $\alpha_B = 1, 3, 5$ 时的 R_{A-1} 值, 绘制 $\alpha_B \sim R_{A-1}$ 关系曲线, 然后用插值法在图上确定 $\alpha_B = 1.732$ 时的 R_{A-1} 值。由图解插值得 $\alpha_B = 1.732$ 时的 $R_{A-1} = 0.85$ 。

代入公式 3-5-15 得:

$$S = \frac{40000}{12.56 \times 1000} \times 0.85 = 2.7070\text{m}$$

当 $t = 90\text{d}$ 时, 计算可得:

$$\alpha_0 = \frac{1 \times 10^5 \times 90}{1 \times 10^8} = 9$$

$$\alpha_B = \sqrt{\frac{1 \times 10^5 \times 90}{1 \times 10^8}} = 3$$

当 $\alpha_0 = 9$ 时, 同样不能从附表 (A) 中直接查得 R_{A-1} 值, 按上述同样的方法, 根据附表 (A) 由 $\alpha_B = 3$ 与 $\alpha_0 = 0, 1, 3, 10$ 查得 R_{A-1} 值, 绘制 $\alpha_0 \sim R_{A-1}$ 关系曲线, 然后用插值法在曲线上求得 $\alpha_0 = 9$ 时的 R_{A-1} 值。现图解得 $\alpha_0 = 9$ 时, $R_{A-1} = 0.89$, 代入公式 3-5-15 可得:

$$S = \frac{40000}{12.56 \times 1000} \times 0.89 = 2.8344\text{m}$$

绘制 $\alpha_B \sim R_{A-1}$ 及 $\alpha_0 \sim R_{A-1}$ 关系曲线时, 可采用直角算术座标, 也可采用双对数直角坐标系。

如果确定的 S 是抽水井中的水位 (不是井壁中观测孔) 降深时, 还要考虑井壁过滤器所产生的附加阻力问题。

2) 微型电子计算机算法

各种边界条件的含水层中, 流向有越流补给的面状井群地下水非稳定流干扰计算公式都很复杂, 而且用人工查表计算方法不可能包括全部计算所遇到的情况, 因此有必要借助电子计算机来进行计算。在参考文献 [84] 中, 编制出以下几种边界条件下求水流阻力系数的源程序:

- (1) 无界含水层;
- (2) 直线边界含水层;
- (3) 直角边界含水层;
- (4) 平行边界含水层;
- (5) 三面边界含水层。

求得水流阻力系数后, 可代入相应的井群基本公式求得所需要的结果。如配有绘图输出设备时, 可绘出要求时段的地下水水位等值线图, 用来评价疏干效果十分直观可靠。

对于上述各种边条件下面状井非稳定流疏干排水时, 其疏干区及其周围地下水降落曲

线绘制步骤如下:

(1) 通过面状井作相应的剖面, 在剖面上确定观测点的位置, 然后给出各点的 x, y 座标值;

(2) 根据各点的 x, y 座标值以及不同的排水时间、排出水量、面状井大小等值代入前述相应边界条件的各公式中, 计算出各点的水位降深值 S_i 和水头值 H_i 值。

(3) 根据剖面上各点的 H_i 值, 绘制地下水降落曲线。如果剖面上某些点水头 H_i 值低于含水层顶板高程, 即为无压区; 某些点 H_i 值高于顶板高程, 即为承压区; 当然承压转无压的情况也就很容易地表示出来。

5.4 矿床疏干水文地质计算数值法

5.4.1 有限差分法

5.4.1.1 有限差分法基础

有限差分法是用差商代替微商以求出地下水非稳定流微分方程近似解的一种数值解法。

1. 用有限差分近似表示导数

1) 一元函数导数的有限差分近似

对于一个连续的单值函数 $f(x)$, 可以展开为台劳级数。对于 x 的正方向, 其台劳级数的展开式为:

$$f(x + \Delta x) = f(x) + \Delta x f'(x) + \frac{\Delta x^2}{2!} f''(x) + \frac{\Delta x^3}{3!} f'''(x) + \dots + \frac{\Delta x^{(n-1)}}{(n-1)!} f^{(n-1)}(x) + \dots \quad (3-5-44)$$

$$f'(x) = \frac{f(x + \Delta x) - f(x)}{\Delta x} + o(\Delta x) \quad (3-5-45)$$

式中 $o(\Delta x)$ 代表级数的剩余项, 即

$$o(\Delta x) = \frac{\Delta x^2}{2!} f''(x) + \frac{\Delta x^3}{3!} f'''(x) + \dots + \frac{\Delta x^{(n-2)}}{(n-1)!} f^{(n-1)}(x) + \dots$$

由式 3-5-45 舍去 $o(\Delta x)$ 项, 便得到 $f(x)$ 一阶导数的前向差分近似式 (见图 3-5-35),

$$f'(x) = \frac{f(x + \Delta x) - f(x)}{\Delta x} \quad (3-5-46)$$

等式右边的 Δx 为自变量 x 的有限差分步长。可以明显地看出, 当 $\Delta x \rightarrow 0$ 并取极限, 右边就是函数 $f(x)$ 的一阶导数。

同理, 对 x 的负方向, 其台劳级数展开式为:

$$f(x - \Delta x) = f(x) - \Delta x f'(x) + \frac{\Delta x^2}{2!} f''(x) - \frac{\Delta x^3}{3!} f'''(x) + \dots +$$

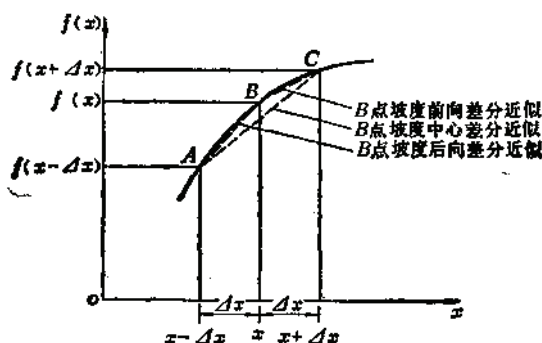


图 3-5-35 差分示意图

1—B点坡度前向差分近似；2—B点坡度中心差分近似；3—B点坡度后向差分近似

$$+ (-1)^{n-1} \frac{\Delta x^{n-1}}{(n-1)!} f^{(n-1)}(x) + \dots \quad (3-5-47)$$

舍去剩余项，就得 $f(x)$ 的一阶导数后向差分近似式（见图 3-5-35）：

$$f'(x) = \frac{f(x) - f(x - \Delta x)}{\Delta x} \quad (3-5-48)$$

式 3-5-44 减式 3-5-47 并除以 $2\Delta x$ ，得：

$$\begin{aligned} \frac{f(x + \Delta x) - f(x - \Delta x)}{2\Delta x} &= f'(x) + \frac{\Delta x^2}{3!} f''(x) + \dots + \\ &+ \frac{\Delta x^{2n-2}}{(2n-1)!} f^{(2n-1)}(x) + \dots \end{aligned} \quad (3-5-49)$$

舍去剩余项，得 $f(x)$ 的一阶导数中心差分近似式（见图 3-5-35）：

$$f'(x) = \frac{f(x + \Delta x) - f(x - \Delta x)}{2\Delta x} \quad (3-5-50)$$

可以看出，台劳级数由于舍去剩余项所产生的误差（通称截断误差）对于前向或后向差分为包含 Δx 和它的更高次项的函数，而对于中心差分则是 $(\Delta x)^2$ 和更高次项的函数。后一种差分具有截断误差较小的优点。

将式 3-5-44 与式 3-5-47 相加，得：

$$\begin{aligned} f(x + \Delta x) + f(x - \Delta x) &= 2f(x) + \frac{2(\Delta x)^2}{2!} f''(x) + \frac{2(\Delta x)^4}{4!} f^{(4)}(x) + \\ &+ \dots + \frac{2(\Delta x)^{2n-2}}{(2n-2)!} f^{(2n-2)}(x) + \dots \end{aligned} \quad (3-5-51)$$

移项并舍去剩余项得 $f(x)$ 的二阶导数差分近似式：

$$f''(x) = \frac{f(x + \Delta x) - 2f(x) + f(x - \Delta x))}{(\Delta x)^2} \quad (3-5-52)$$

其截断误差为 $O[(\Delta x)^2]$ ，是含 $(\Delta x)^2$ 及其更高次项的函数。用类似的方法

可以求得更高阶导数的差分近似式。

2) 多元函数偏导数的差分近似

对于多元函数 $f(x, y, \dots)$ 的偏导数 $\frac{\partial f}{\partial x}, \frac{\partial f}{\partial y}, \dots$, 其差分近似式也和求偏导数的过程一样, 即对某一变量取差分近似时, 将其它变量作为常量对待。和一元函数一样, 多元函数偏导数的有限差分近似, 也有前向差分、后向差分和中心差分三种形式。以二元函数 $H = f(x, y)$ 为例, 其对 x 的一阶偏导数的前向差分近似式为:

$$\frac{\partial H}{\partial x} = \frac{f(x + \Delta x, y) - f(x, y)}{\Delta x} \quad (3-5-53)$$

后向差分近似式为:

$$\frac{\partial H}{\partial x} = \frac{f(x, y) - f(x - \Delta x, y)}{\Delta x} \quad (3-5-54)$$

中心差分近似式为:

$$\frac{\partial H}{\partial x} = \frac{f(x + \Delta x, y) - f(x - \Delta x, y)}{2 \Delta x} \quad (3-5-55)$$

对 x 的二阶偏导数的差分近似式为:

$$\frac{\partial^2 H}{\partial x^2} = \frac{f(x + \Delta x, y) - 2f(x, y) + f(x - \Delta x, y)}{(\Delta x)^2} \quad (3-5-56)$$

函数 H 对 y 的一阶偏导数和二阶偏导数及更高阶偏导数的差分近似式, 亦可按同样方法求得。

3) 时间导数的差分近似式

在函数的自变量中, 在包含有时间变量 t 的情况下, 如 $H = f(x, t)$, 其对时间 t 偏导数的差分近似式, 应为时段始末函数差值与时段 Δt 的比值。它同样有前向、后向及中心几种差分形式, 即

$$\frac{\partial H}{\partial t} = \frac{f(x, t + \Delta t) - f(x, t)}{\Delta t} \quad (3-5-57)$$

$$\frac{\partial H}{\partial t} = \frac{f(x, t) - f(x, t - \Delta t)}{\Delta t} \quad (3-5-58)$$

$$\frac{\partial H}{\partial t} = \frac{f(x, t + \Delta t) - f(x, t - \Delta t)}{2 \Delta t} \quad (3-5-59)$$

2. 差分网格的划分

有限差分法就是将空间和时间人为地加以分割 (数学上称为离散), 因此在建立差分方程之前, 首先需要将疏干影响的地下水运动区域用网格分成小区, 并将时间进行分段。若疏干区被分成 n 个小区, 对某一时段就可以建立起 n 个差分方程式。

差分网格有矩形网格和不规则网格两种。矩形差分网格是用相互垂直的线段对疏干区

进行剖分。剖分线之间的距离称为格距（亦称空间步长）；有时由于不同的计算精度要求，对疏干区不同部位采用不同的差分格距。计算精度要求高的，差分格距就小，反之则大。差分网格剖分完毕后，为了便于计算，每个小区应进行编号。下面以疏干常遇到的平面二维流问题为例，说明编号的方法。

类似直角坐标系一样，把疏干区分成 x 和 y 方向（见图3-5-36），根据拟定的格距尺寸（在 x 方向的步长定为 Δx ， y 方向步长定为 Δy ）划分网格，每一网格所包围的小区面积为 $\Delta x \Delta y$ ，小区的中心点称为“结点”。每个结点的编号以其在 x ， y 方向的网格序数来表示，如 (i, j) ， i 为 x 方向该结点的编号数，自区域的左边向右编排； j 为 y 方向该结点的编号数，自区域的下方向上编排。图3-5-37是结点 (i, j) 与其相邻结点的典型布置图。

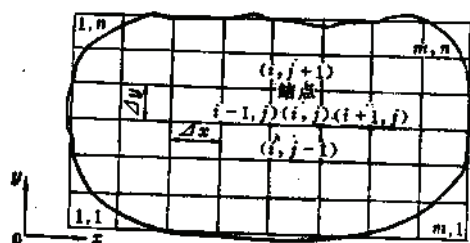


图3-5-36 有限差分网格划分及结点编号示意图

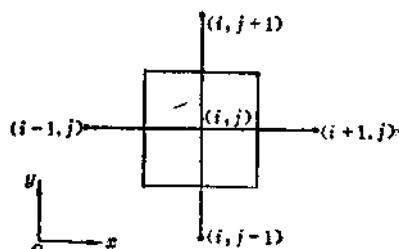


图3-5-37 结点 (i, j) 及相邻结点分布示意图

如果以 H ， T ， μ 分别表示水头，导水系数和给水度，它们在某一结点 (i, j) 上的相应数值就应为 H_{ij} ， T_{ij} ， μ_{ij} 。 H_{ij} 是差分网格小区的平均水头， T_{ij} 是该小区的平均导水系数， μ_{ij} 是该小区的平均给水度。对于地下水流的非稳定过程，水头是随时间变化的，因此水头的表示式中还应加上代表不同时间段的符号。设时段的大小以 Δt 表示（ Δt 称为时间步长），则 (i, j) 结点第 n 个时段的水头值应表示为 H_{ij}^n 或 $H_{i,j,n}$ 。

在疏干区的边界为直线的情况下，差分网格可以平行或垂直于边界线划分。对于给定水头的边界（它相当于已知函数的值），为了提高计算精度，应尽量使网格结点与边界重合。对于给定流量的边界（它相当于已知函数的导数），网格结点可以与边界重合，也可以使网格小区的边界线与边界重合。如果边界是弯曲的，在边界处的结点必须根据边界与差分网格相交的情况重新推导差分公式。图3-5-38为边界附近的一部分有限差分网格示意图。

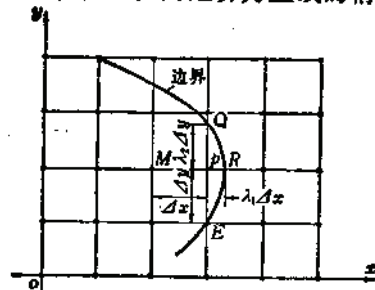


图3-5-38 边界附近的一部分差分网格示意图

如图所示，在 R 点处，边界不与网格点 P 相交，因而在交点 R 处，我们可以对 P 把函数 F 展开成台劳级数，即

$$\begin{aligned}
 F_R &= F_P + \lambda_1 \Delta x \frac{\partial F_P}{\partial x} + \frac{\lambda_1^2 (\Delta x)^2}{2!} \frac{\partial^2 F_P}{\partial x^2} + \frac{\lambda_1^3 (\Delta x)^3}{3!} \frac{\partial^3 F_P}{\partial x^3} + \dots \\
 &= F_P + \lambda_1 \Delta x \frac{\partial F_P}{\partial x} + \frac{\lambda_1^2 (\Delta x)^2}{2!} \frac{\partial^2 F_P}{\partial x^2} + O[(\Delta x)^3] \quad (3-5-60)
 \end{aligned}$$

同理,在M点处,也可展开为:

$$F_M = F_P - \Delta x \frac{\partial F_P}{\partial x} + \frac{(\Delta x)^2}{2!} \frac{\partial^2 F_P}{\partial x^2} + O[(\Delta x)^3] \quad (3-5-61)$$

在式3-5-60与式3-5-61中消去 $\frac{\partial^2 F_P}{\partial x^2}$,得:

$$\frac{\partial F}{\partial x} \Big|_P = \frac{1}{\Delta x} \left[\frac{1}{\lambda_1(1+\lambda_1)} F_R - \frac{(1-\lambda_1)}{\lambda_1} F_P - \frac{\lambda_1}{1+\lambda_1} F_M \right] + O[(\Delta x)^2] \quad (3-5-62)$$

利用式3-5-53,式3-5-54和式3-5-55,可以求出函数在P点的二阶导数表达式,即

$$\frac{\partial^2 F}{\partial x^2} \Big|_P = \frac{\partial}{(\Delta x)^2} \left[\frac{F_R}{\lambda_1(1+\lambda_1)} + \frac{F_M}{1+\lambda_1} - \frac{F_P}{\lambda_1} \right] + O(\Delta x) \quad (3-5-63)$$

用同样的方法和步骤,以 λ_2 代替 λ_1 ,点Q代替点R,且点E代替点M,就能得到 $\frac{\partial F}{\partial y} \Big|_P$

和 $\frac{\partial^2 F}{\partial y^2} \Big|_P$ 的类似公式。

在一般情况下,为了节省计算工作量,可对区域的边界进行概化,近似地以阶梯形的边界代替真实的边界,如图3-5-39所示。

当疏干区由多个水文地质单元(或不同的含水层)组成时,为了便于计算,应使分界线沿结点中间(即差分网格小区的边线)通过。

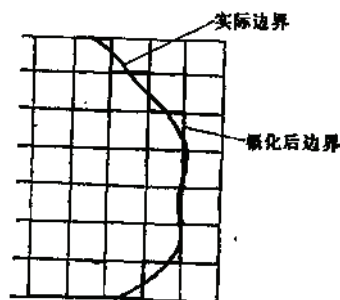


图3-5-39 边界概化示意图
1—实际边界; 2—概化后边界

5.4.1.2 差分方程的建立

解地下水渗流运动偏微分方程的有限差分法,依差分方程格式的不同,可分为显式差分、隐式差分、交替方向隐式差分和强隐式差分等几种不同的差分格式。

1. 显式差分格式

承压含水层二维流地下水运动的偏微分方程为:

$$\frac{\mu^*}{T} \frac{\partial H}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x} \left(\frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{\partial H}{\partial y} \right) \quad (3-5-64)$$

利用前述差分近似式,以差商代替微商,则可得式3-5-64的显式差分方程为:

$$\frac{\mu^*}{T} \frac{H_{i,j,n+1} - H_{i,j,n}}{\Delta t} = \frac{H_{i+1,j,n} - 2H_{i,j,n} + H_{i-1,j,n}}{(\Delta x)^2} + \frac{H_{i,j+1,n} - 2H_{i,j,n} + H_{i,j-1,n}}{(\Delta y)^2}$$

$$\text{即 } H_{i,j,n+1} = H_{i,j,n} + \frac{\Delta t T}{\mu^*} \left(\frac{H_{i+1,j,n} - 2H_{i,j,n} + H_{i-1,j,n}}{(\Delta x)^2} + \frac{H_{i,j+1,n} - 2H_{i,j,n} + H_{i,j-1,n}}{(\Delta y)^2} \right) \quad (3-5-65)$$

在给定了初始条件以后,由3-5-65式可解下一时间水平的 H 值(即求出一个未知数)。故显式方法计算简单直观,同时也可减少重复计算部分。但是,由于显式方法要求下列稳定性条件必须满足:

$$\Delta t \leq \frac{1}{2[(\Delta x)^{-2} + (\Delta y)^{-2}]} \frac{\mu^*}{T} \quad (3-5-66)$$

当 $\Delta x = \Delta y$ 时,则有:

$$\frac{\mu^*(\Delta x)^2}{T \cdot \Delta t} \geq 4 \quad (3-5-67)$$

为满足上述要求,时间步长就必须严格加以控制,特别是在 T 较大而 μ^* 较小的情况下,常需选用较小的 Δt 值,从而将导致因增加计算时段而使计算工作量在一定情况下会变得很大。而且,还可以证明,只有当 $[T \Delta t / \mu^*(\Delta x)^2] \leq 1/2$ 时,显式差分方程才是稳定的,否则,就是不稳定的,并且不论 Δt 和 Δx 取得如何小,差分方程的解都不能收敛于微分方程式3-5-64的解。

2. 隐式差分格式

1) 等格距隐式差分方程

地下水渗流运动的非稳定流方程如下:

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(T \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T \frac{\partial H}{\partial y} \right) = \mu^* \frac{\partial H}{\partial t} - \omega \quad (3-5-68)$$

以差商代入非稳定流的偏微分方程3-5-68中,就得到以下的五点差分格式:

$$\begin{aligned} & T_{i-1/2,j} \left[\frac{H_{i-1,j} - H_{i,j}}{(\Delta x)^2} \right] + T_{i+1/2,j} \left[\frac{H_{i+1,j} - H_{i,j}}{(\Delta x)^2} \right] + \\ & + T_{i,j-1/2} \left[\frac{H_{i,j-1} - H_{i,j}}{(\Delta y)^2} \right] + T_{i,j+1/2} \left[\frac{H_{i,j+1} - H_{i,j}}{(\Delta y)^2} \right] \\ & = \mu^* \frac{H_{i,j,n+1} - H_{i,j,n}}{\Delta t} - \omega_{i,j,n} \end{aligned} \quad (3-5-69)$$

隐式方法就是把3-5-69式左端的水头全部采用时段终了时刻 $t + \Delta t$ (即 $n+1$ 时刻)的未知值,这样即得隐式差分方程式为:

$$\begin{aligned} & T_{i-1/2,j} \left[\frac{H_{i-1,j,n+1} - H_{i,j,n+1}}{(\Delta x)^2} \right] \\ & + T_{i+1/2,j} \left[\frac{H_{i+1/2,j,n+1} - H_{i,j,n+1}}{(\Delta x)^2} \right] \\ & + T_{i,j-1/2} \left[\frac{H_{i,j-1,n+1} - H_{i,j,n+1}}{(\Delta y)^2} \right] \\ & + T_{i,j+1/2} \left[\frac{H_{i,j+1,n+1} - H_{i,j,n+1}}{(\Delta y)^2} \right] \end{aligned}$$

$$= \mu^* \frac{H_{i,j,n+1} - H_{i,j,n}}{\Delta t} - \omega_{i,j,n} \quad (3-5-70)$$

为求得 $n+1$ 时刻的水头, 必须对区域内所有结点列出相应的方程式3-5-70, 再利用边界条件联系起来构成一联立方程组, 然后求解。一般来说, 当结点的数目不太多时, 可用直接解法求出此方程组的解。若结点数较多时, 则需用叠代法求解。

2) 不等格距差分方程

在矿区水文地质条件比较复杂, 矿坑充水来自均质各向异性的含水层时, 且空间变量 x 和 y 采用不等距网格时, 也可以建立如下的差分近似式:

$$\begin{aligned} & \frac{2T_{xx}(i-1/2,j)}{\Delta x_i(\Delta x_i + \Delta x_{i+1})} (H_{i-1,j} - H_{i,j}) \\ & + \frac{2T_{xx}(i+1/2,j)}{\Delta x_i(\Delta x_i + \Delta x_{i+1})} (H_{i+1,j} - H_{i,j}) \\ & + \frac{2T_{yy}(i,j-1/2)}{\Delta y_j(\Delta y_j + \Delta y_{j-1})} (H_{i,j-1} - H_{i,j}) \\ & + \frac{2T_{yy}(i,j+1/2)}{\Delta y_j(\Delta y_j + \Delta y_{j+1})} (H_{i,j+1} - H_{i,j}) \\ & = \mu^*_{i,j} \frac{H_{i,j,n+1} - H_{i,j,n}}{\Delta t} - \omega_{i,j,n} \end{aligned} \quad (3-5-71)$$

隐式差分格式具有无条件稳定和时间步长的选择不受限制等优点, 但由于在每个结点方程中都含有5个变量, 因而需占用计算机的存储单元较多, 运算时间也较长。

3. 交替方向隐式差分格式

这一方法的要点是不采用单一的差分格式, 而是把整个平面分成两步, 采用两个差分方程来计算。第一个方程只对 x 方向的水头取隐式, y 方向的水头取显式。第二个方程则只对 y 方向的水头取隐式, x 方向的水头取显式。从一个时间水平 t 到下一个时间水平 $t + \Delta t$ 中间, 设想增加一个过渡的时间水平 $t + \frac{1}{2}\Delta t$ 。第一步, 从 t 到 $t + \frac{1}{2}\Delta t$ 用第一个方程组, 且按 x 方向为隐式, y 方向为显式进行计算, 即在方程3-5-70中左端前两项的 x 方向中水头用未知数的, 而后两项 y 方向的水头用已知的。若把未知水头移至左端, 已知水头移至右端, 即得:

$$\begin{aligned} & - \left[\frac{T_{i-1/2,j}}{(\Delta x)^2} \right] H_{i-1,j,n+1/2} + \left[\frac{T_{i-1/2,j}}{(\Delta x)^2} + \frac{T_{i+1/2,j}}{(\Delta x)^2} \right. \\ & \left. + \frac{2\mu^*_{i,j}}{\Delta t} \right] H_{i,j,n+1/2} - \left[\frac{T_{i+1/2,j}}{(\Delta x)^2} \right] H_{i+1,j,n+1/2} \\ & = \left[\frac{T_{i,j-1/2}}{(\Delta y)^2} \right] H_{i,j-1,n} - \left[\frac{2\mu_{i,j}}{\Delta t} - \frac{T_{i,j-1/2}}{(\Delta y)^2} \right] \end{aligned}$$

$$-\frac{T_{i,j+1/2}}{(\Delta y)^2}H_{i,j,n} + \left[\frac{T_{i,j+1/2}}{(\Delta y)^2}\right]H_{i,j+1,n} - \omega_{i,j,n+1/4} \quad (3-5-72)$$

上式左端只包含三个未知数,为了求得解,只需解若干个低阶的三对角线方程组即可。

第二步,在求得过渡时刻的解之后,再把 $t + \frac{1}{2}\Delta t$ 时刻的 x 方向水头取为已知的, y 方向 $t + \Delta t$ 时刻的水头取为未知的,方程 3-5-69 又变为:

$$\begin{aligned} & -\left[\frac{T_{i,j-1/2}}{(\Delta y)^2}\right]H_{i,j-1,n+1} + \left[\frac{T_{i,j+1/2}}{(\Delta y)^2} + \frac{T_{i,j-1/2}}{(\Delta y)^2} + \frac{2\mu_{i,j}}{\Delta t}\right] \\ & \times H_{i,j,n+1} - \left[\frac{T_{i,j+1/2}}{(\Delta y)^2}\right]H_{i,j+1,n+1} = \left[\frac{T_{i-1/2,j}}{(\Delta x)^2}\right] \\ & \times H_{i-1,j,n+1/2} - \left[\frac{2\mu_{i,j}}{\Delta t} - \frac{T_{i-1/2,j}}{(\Delta x)^2} - \frac{T_{i+1/2,j}}{(\Delta x)^2}\right] \\ & \times H_{i,j,n+1/2} + \left[\frac{T_{i+1/2,j}}{(\Delta x)^2}\right]H_{i+1,j,n+1/2} - \omega_{i,j,n+3/4} \end{aligned} \quad (3-5-73)$$

上式同样可用解低阶次的三对角线方程组的方法求出 $n+1$ 时刻全部结点的水头。

这样纵横交替地采用隐式差分计算,直到全部时间水平的各结点水头都解出为止,故称为交替方向隐式差分。这种方法具有计算工作量较小,精度较高的优点,因此在解地下水二维渗流问题中应用较广。

4. 边界条件及垂直补给的差分表示方法

1) 边界条件的表示

对靠近边界的结点,应按照边界条件的类型加以修正。

设结点 (i, j) 的左侧为给定水头边界,而且水头可能随时间变化(见图 3-5-40)。若用隐式方法求解,把差分方程式左端的 $H_{i-1,j}$ 换成 t_{n+1} 时刻的给定水头,并把这一项作为常数项移至方程的右端,于是差分方程中的 $H_{i-1,j}$ 就不出现了。

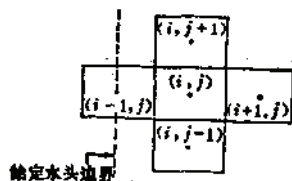


图 3-5-40 给定水头边界结点示意图

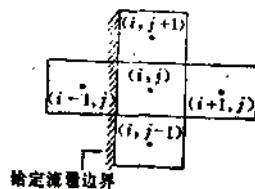


图 3-5-41 给定流量边界结点示意图

若结点 (i, j) 的左侧为给定水量的边界(见图 3-5-41),即在边界上有

$$(\partial H / \partial x) = g。$$

若用差分表示这一偏导数, 则有

$$\frac{H_{i,j} - H_{i-1,j}}{\Delta x} = g$$

或

$$H_{i-1,j} = H_{i,j} - g \Delta x$$

以此式置换差分方程中的 $H_{i-1,j}$, 则 $H_{i-1,j}$ 也就不在方程中出现了。特别对于不透水边界, 相当于上式中的 $g = 0$, 于是 $H_{i-1,j}$ 就等于 $H_{i,j}$ 。

当结点 (i, j) 的右侧、上侧或下侧靠近边界时, 不难照样处理。

2) 垂直补给的表示

若在差分网格中存在垂直方向的水量交换, 如抽水、注水、天窗渗漏 (或其它形式入渗)、蒸发、越流补给等时, 也不难处理, 只要在相应的差分方程中增添一项源汇项就可以了。源汇项的一般表示形式是:

$$\omega_{i,j} = \frac{Q_{i,j}}{\Delta x \Delta y} + R_{i,j} - \frac{K_z(i,j)}{d_z(i,j)} (H_{i,j} - H_{i,j}) \quad (3-5-74)$$

式中 $Q_{i,j}$ ——水井的流量, 抽水井为正, 注水井为负, m^3/d ;

$R_{i,j}$ ——单位时间单位面积上渗入或蒸发的水量, 蒸发为正, 渗入为负, $m^3/d \cdot m^2$;

$H_{i,j}$ ——补给含水层的水头, m ;

$K_z(i,j)$ ——越流补给时, 间隔层的垂直渗透系数, m/d ;

$d_z(i,j)$ ——间隔层的厚度, m 。

$H_{i,j}$ 可用未知的水头 $H_{i,j,n+1}$, 也可以用已知的水头 $H_{i,j,n}$, 或者二者的平均值用隐式法求解, 都能保证计算结果的稳定性。

差分方程中增加源汇项, 经合并同类项之后, 并不改变原方程的形式。因此, 用离散化方法求解, 不管疏干区内有多少个疏干工程, 也不管矿坑充水来源有多复杂, 以及补给量是否随时间变化等等, 对计算都不会带来困难。

总而言之, 在用有限差分法建立疏干矿区数学模型时, 必须根据矿区水文地质条件及疏干工程布置特征, 充分考虑各方面因素, 并综合归纳成比较完整的差分方程式如下:

$$\begin{aligned} & \left(\frac{2\mu}{\Delta t} + \frac{K_z}{2d_z} \right) \Delta x \Delta y H_{i,j,n+1/2} + \left[(MK_1)_{i-1/2,j} + (MK_1)_{i+1/2,j} \right] \\ & \times \frac{\Delta y}{\Delta x} H_{i,j,n+1/2} - (MK_1)_{i-1/2,j} \frac{\Delta y}{\Delta x} H_{i-1,j,n+1/2} - (MK_1)_{i+1/2,j} \\ & \times \frac{\Delta y}{\Delta x} H_{i+1,j,n+1/2} = (Q_{i,j,n+1/2} + \frac{K_z}{d_z} H_z(i,j,n+1/2) \Delta x \Delta y + \\ & + \left(\frac{2\mu}{\Delta t} - \frac{K_z}{2d_z} \right) \Delta x \Delta y H_{i,j,n} + (MK_2)_{i,j-1/2} \frac{\Delta x}{\Delta y} (H_{i,j-1,n} - \\ & - H_{i,j,n}) + (MK_2)_{i,j+1/2} \frac{\Delta x}{\Delta y} (H_{i,j+1,n} - H_{i,j,n}) \end{aligned} \quad (3-5-75)$$

$$\begin{aligned}
& \left(\frac{2\mu}{\Delta t} + \frac{K_z}{d_z} \right) \Delta x \Delta y H_{i,j,n+1} + \left[(MK_2)_{i,j-1/2} + (MK_2)_{i,j+1/2} \right] \\
& \times \frac{\Delta x}{\Delta y} H_{i,j,n+1} - (MK_2)_{i,j-1/2} \frac{\Delta x}{\Delta y} H_{i,j-1,n+1} - (MK_2)_{i,j+1/2} \\
& \times \frac{\Delta x}{\Delta y} H_{i,j+1,n+1} = (Q_{i,j,n+3/4} + \frac{K_z}{d_z} H_z(i,j,n+3/4)) \\
& \times \Delta x \Delta y + \left(\frac{2\mu}{\Delta t} - \frac{K_z}{2d_z} \right) \Delta x \Delta y H_{i,j,n+1/2} + (MK_1)_{i-1/2,j} \frac{\Delta y}{\Delta x} \\
& \times (H_{i-1/2,j,n+1/2} - H_{i,j,n+1/2}) + \\
& + (MK_1)_{i+1/2,j} \frac{\Delta y}{\Delta x} \times (H_{i+1/2,j,n+1/2} - H_{i,j,n+1/2})
\end{aligned}$$

(3-5-76)

5.4.1.3 有限差分方程的解法

在解有限差分方程时,对于比较简单的线性代数方程组,可以用直接解法或叠代解法来求解;对于一些比较复杂的二维流问题,实践证明采用交替方向隐式方法或强隐式方法效果较好。下面着重介绍交替方向隐式差分方程和强隐式差分方程的求解方法。

1. 交替方向隐式法

交替方向隐式法(简称ADI法),它具有占用内存少,计算速度快等许多优点,在地下水非稳定流数值解法计算中,是一种较为常用的方法。

1) 计算方法

这种方法对于每一个固定的 j 来说,方程式3-5-72在形式上与一维隐式方法所导出的方程完全相同。在计算时,首先需要对这一行的每个结点都列出3-5-72式,并利用两端的边界条件,于是就可列出一组三对角线方程组。图3-5-42表示了第 j 行的各个结点,设左端为给定水头的第一类边界,右端为给定流量的第二类边界,全行共 m 个结点。

对于靠近定水头边界的结点 $(1, j)$,在列出其相应的差分方程时,应把左端第一项中的水头 $H^*_{i-1,j}$ 换成已知水头 $H_{i,j}$,并把它移至方程的右端。为了列出靠近给定流量边界的结点 (m, j) 的差分方程,我们增添了一个映射点 $(m+1, j)$,见图3-5-42。若已知第二类边界条件是 $\frac{\partial H}{\partial x} = g$,把它用差分表示为:

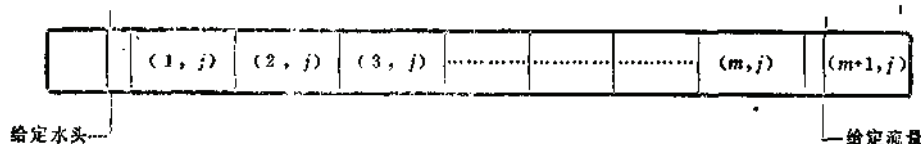


图3-5-42 边界附近结点示意图

$$\frac{H_{m+1,j} - H_{m,j}}{\Delta x} = g$$

或

$$H_{m+1,j} = H_{m,j} + g \Delta x$$

(3-5-77)

因此在对结点 (m, j) 列出相应的方程 3-5-72 时, 可以把它左端的后两项合并成一项。经这样处理后, 对于第 j 行结点就得出下列三对角线方程组:

$$\begin{cases} b_{1j}H^*_{1,j} + c_{1j}H^*_{2,j} & = d_{1j} \\ a_{ij}H^*_{i-1,j} + b_{ij}H^*_{i,j} + c_{ij}H^*_{i+1,j} & = d_{ij} \\ a_{mj}H^*_{m-1,j} + b_{mj}H^*_{m,j} & = d_{mj} \end{cases} \quad (i=2, 3, \dots, m-1) \quad (3-5-78)$$

$$\text{式中 } b_{1j} = \left[\frac{T_{1-1/2,j}}{(\Delta x)^2} + \frac{T_{1+1/2,j}}{(\Delta x)^2} + \frac{2\mu_{1,j}}{\Delta t} \right],$$

$$c_{1j} = - \left[\frac{T_{1+1/2,j}}{(\Delta x)^2} \right],$$

$$d_{1j} = \text{方程 3-5-72 右端} - \left[\frac{T_{1-1/2,j}}{(\Delta x)^2} \right] H_{0,j},$$

$$a_{ij} = - \left[\frac{T_{i-1/2,j}}{(\Delta x)^2} \right],$$

$$b_{ij} = \left[\frac{T_{i-1/2,j}}{(\Delta x)^2} + \frac{T_{i+1/2,j}}{(\Delta x)^2} + \frac{2\mu_{i,j}}{\Delta t} \right],$$

$$c_{ij} = - \left[\frac{T_{i+1/2,j}}{(\Delta x)^2} \right],$$

$$d_{ij} = \text{方程式 3-5-72 右端},$$

$$a_{mj} = - \left[\frac{T_{m-1/2,j}}{(\Delta x)^2} \right]$$

$$b_{mj} = \left[\frac{T_{m-1/2,j}}{(\Delta x)^2} + \frac{2\mu_{m,j}}{\Delta t} \right]$$

$$d_{mj} = \text{方程式 3-5-72 右端} - \left[\frac{T_{m+1/2,j}}{\Delta x} \cdot g \right]$$

有了这个线性方程组, 只要套用解三对角线方程组的“追赶法”子程序, 便可求得这一行的过渡解 $H^*_{i,j}$ ($1 \leq i \leq m$)。

对于 x 方向为显式, y 方向为隐式的 3-5-73 式, 其解法与上述完全类似, 不再赘述。

总之, 使用交替方向隐式法, 从一个时刻到下一时刻的计算要分两步来完成:

第一步, 按 x 方向为隐式, y 方向为显式, 对结点一行一行地扫描, 求得过渡解 $H^*_{i,j}$, 这个解并无实际的物理意义。

第二步, 按 y 方向为隐式, x 方向为显式, 对结点一列一列地扫描, 求得下一时刻的真正解 $H_{i,j,n+1}$ 。

若疏干矿区含水层边界形态为一矩形, 未知水头结点共有 n 行 m 列, 则第一步要解 n 个 m 阶的三对角线方程组, 第二步要解 m 个 n 阶的三对角线方程组。也就是说, 每推进一个时间步长就要解 $m+n$ 个三对角线方程组。实际计算就是从初始条件出发, 不断地重复这一过

程,直至达到所要求的时间水平为止。

2) 时间步长和格距的确定

交替方向隐式法在理论上已被证明是无条件稳定和无条件收敛的,其截断误差为0 $[(\Delta t)^2 + (\Delta x)^2 + (\Delta y)^2]$ 。所谓“无条件”,是指在时间步长和格距之间不受某种比例限制,但这并不意味着时间步长可以任意加大。事实上,若时间步长取得过大,轻则使求得的解不光滑,重则会使解产生振动而造成严重的误差。因此,合理地处理时间步长,是使用交替方向隐式法的关键环节。

Rushton曾引用了如下两个无量纲关系式来说明时间步长与计算精度的关系:

$$\gamma_1 = \frac{\Delta t T}{\Delta x \Delta y \mu} \quad (3-5-79)$$

$$\gamma_2 = \frac{\Delta t T}{b^2 \mu} \quad (3-5-80)$$

由上式可以看出,时间步长依赖于参数 T 、 μ 和格距 Δx 和 Δy ,以及计算区域的形状和边界性质(b 是区域相对两边之间的最小距离)。误差主要出现在开始和停止抽水的一段时间内,而且主要集中在抽水井附近。因此提出具体的处理办法如下:

(1)首先确定初始时间步长 Δt 。先取初始时间步长满足 $\gamma_1 < 0.1$ 及 $\gamma_2 < 0.01$ 的条件进行试算,连算若干个步长,然后把它增大10倍或减小10倍,比较其对计算结果的影响,决定应增大或减小。然后继续进行试算,直到获得在允许误差范围内的结果为止。

(2)对时间步长自动进行调整。为了不致因时间步长过大造成误差,而又能在一定精度下选用尽可能大的步长,则需设置一个误差判定准则。最简单的是水头变幅准则(也可以用水量平衡准则)。设在第 n 个时间步长算得各个结点水头变化的最大值为 δ ,则下一个步长的大小可按下列关系式确定:

$$\Delta t_{n+1} = \begin{cases} \alpha \Delta t_n & \text{当 } \delta < \eta/2 \\ \Delta t_n & \text{当 } \eta/2 \leq \delta \leq \eta \\ \beta \Delta t_n & \text{当 } \delta > \eta \end{cases} \quad (3-5-81)$$

式中 η ——事先给定的一个时间步长内水头的最大容许变幅, m ;

α ——增大因子,一般取 $1 < \alpha < 2$;

β ——缩小因子,一般取 $1/2 < \beta < 1$ 。

为了不致在某一步中造成不应有的误差,当 $\delta > 2\eta$ 时,最好不承认第 n 步计算,而让 Δt_n 缩小后重算。这种方法就能保证在水头变化较快的时候自动用小时间步长,而在水头变化缓慢时又自动加大时间步长。这样就保证不会由于步长的不合理增大而造成过大的计算误差。

(3)设置一个 $\Delta t_{\max}$,当 Δt 增大到这个值时,就不再让它继续增加。

格距 Δx 、 Δy 的选取对时间步长也有明显的影响。当 Δx 、 Δy 减小时,会使整个计算时间增加很多。但当 Δx 、 Δy 和 Δt 太小时,反而会使误差迅速增加,机器的舍入误差也随着计算量的增加而增大。这些因素都能直接影响计算的最终结果。所以,格距应按实际需要选取。如水文地质条件比较复杂,水头变化较为强烈的地区,可以适当地把结点划密一些,相反情况则可布置得稀一些。

3) 程序框图

(1) ADI法程序框图见图 3-5-43。

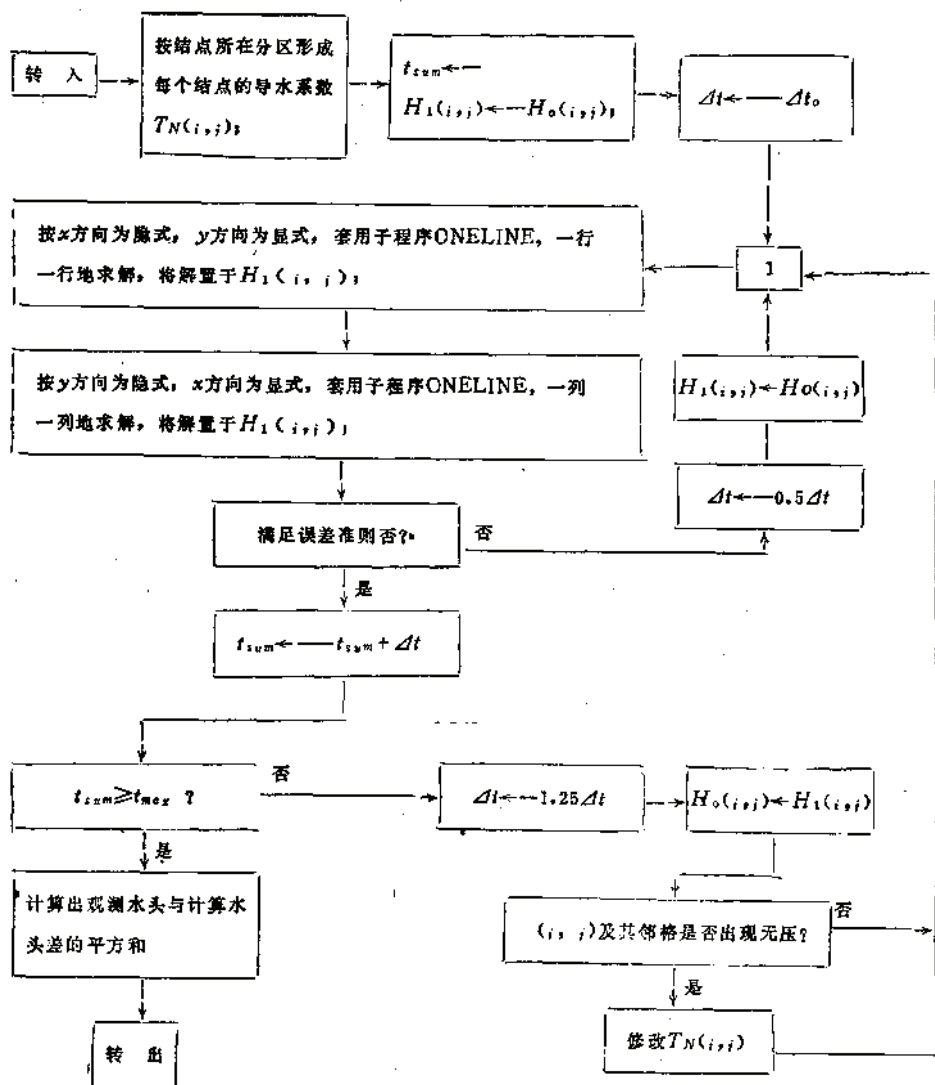


图 3-5-43 ADI法程序框图

(2) 单线子程序 (ONLINE) 框图见图 3-5-44

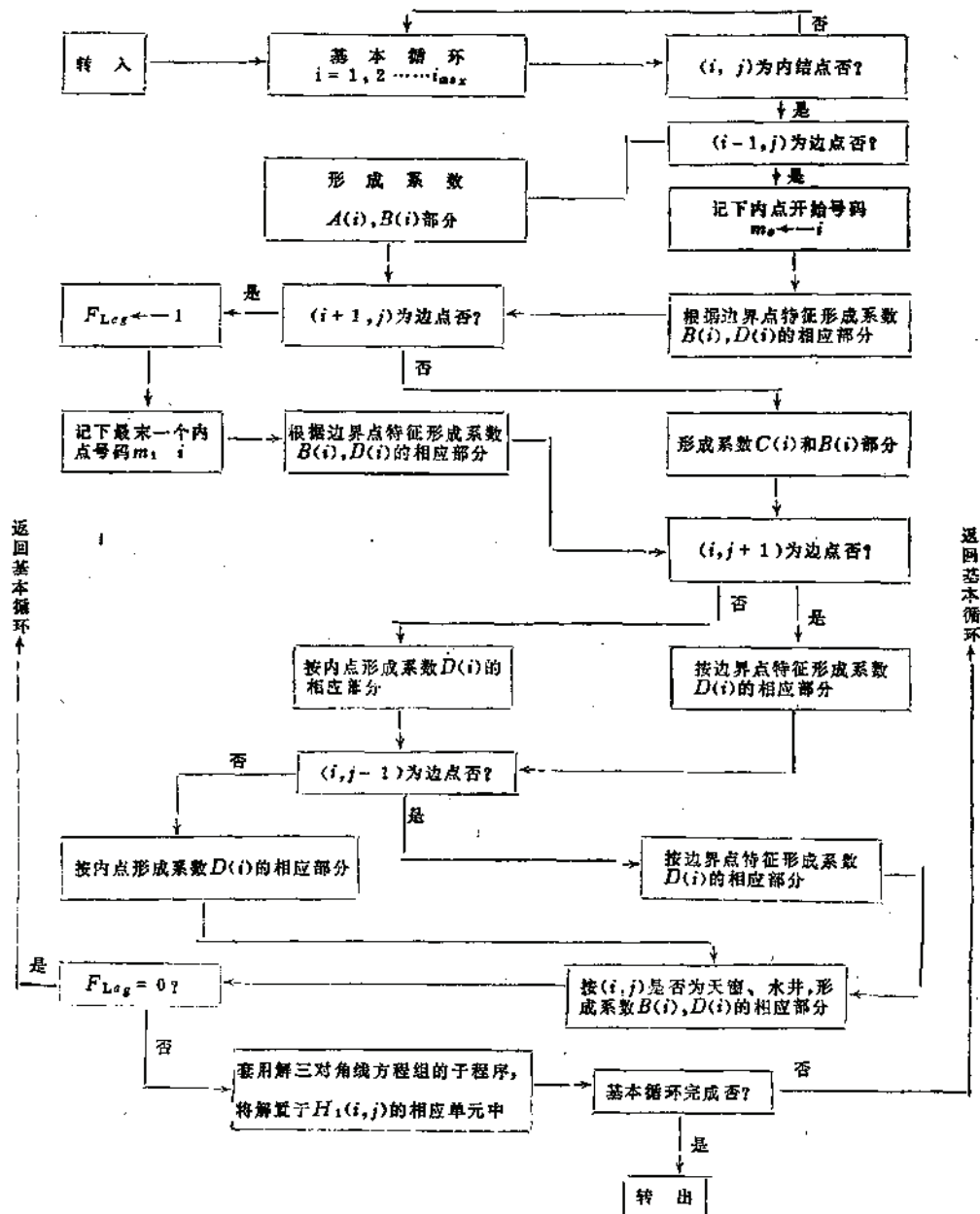


图 3-5-44 单线子程序 (ONLINE) 框图

程序框图中符号说明如下:

- $\omega(i, j)$ ——特征数组;
- $H_0(i, j)$ ——初始水头分布;
- $H_1(i, j)$ ——计算的水头分布;
- t_{max} ——总的模拟时间;
- t_{sum} ——时间累计;
- Δt_0 ——初始时间步长;

- Δt ——时间步长;
 T_N ——内部导水系数;
 T_B ——边界的导水系数;
 A, B, C, D ——存放三对角线方程组系数的数组;
 i_{max} ——x方向的格数;
 j_{max} ——y方向的格数;
 $FLag$ ——当 $FLag = 1$ 时, 表示三对角线方程组已经形成, 当 $FLag = 0$ 时, 表示三对角线方程组尚未形成;
 m_1 ——一行中第一个内点的号码;
 m_2 ——一行中最末一个内点的号码。

2. 强隐式叠代法

强隐式叠代法(简称SIP法)是一种解全隐式差分方程的方法。由于这种方法更接近直接解法, 对解决实际的复杂问题更加有效, 因此, 它优于其它的叠代方法, 对解决复杂的矿区疏干水文地质计算更为方便。

1) 强隐式差分格式

一般全隐式差分方程可改写成如下形式:

$$a_{i,j}H_{i-1,j} + b_{i,j}H_{i+1,j} + c_{i,j}H_{i,j-1} + d_{i,j}H_{i,j+1} + e_{i,j}H_{i,j} = f_{i,j} \quad (3-5-82)$$

这里, 我们省略了水头关于时间的下标 $n+1$, 并把表示系数的大写字母改为小写。

3-5-82式中与每个系数相关联的结点位置见图 3-5-45。共计五个结点, 所以叫五点格式。

对渗流区内的每个结点都列出 3-5-82式, 并利用给定的边界条件, 就得一线性方程组如下:

$$[K]H = F \quad (3-5-83)$$

这里设渗流区为一矩形, 划分成 $N \times M$ 个差分格子, 结点号码按自左而右, 自下而上的顺序编排, 见图 3-5-46。

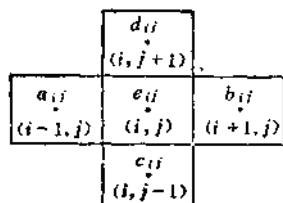


图 3-5-45 五点格式结点示意图

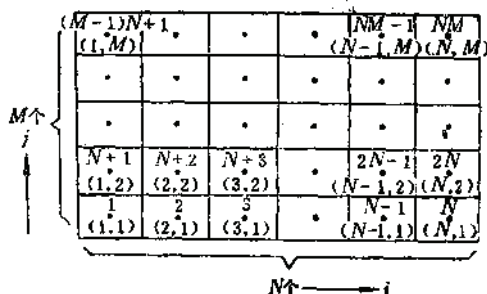


图 3-5-46 渗流区结点编码示意图

则由五点格式 3-5-82 式所确定的 3-5-83 式中的系数矩阵 $[K]$ 必定具有下列形式:

矩阵的第一行相当于对结点 $(1, 1)$ 列的方程, 因为利用了边界条件, 所以 $a_{1,1}$ 和 $c_{1,1}$ 都不出现, 其它依此类推。可以看出, 矩阵 $[K]$ 的非零元素全部集中在五条对角线上。此外, 它还是一个对称的矩阵。矩阵 $[K]$ 具有 3-5-84 式的形式是由结点号码的特殊编排方式所决定的。对于这样一个形式简单, 高度稀疏的矩阵, 在对它进行 LU 分解时, 我们可期望能分解成下列形式的 $[L]$ 和 $[U]$ 的乘积:

下三角矩阵 $[L]$ 和上三角矩阵 $[U]$ 包含的非零元素的位置好象是把 $[K]$ 沿

式 (3-5-84)

主对角线分成两半的样子。假若能这样分解，那么从〔K〕得到〔L〕和〔U〕的计算量一定是很小的，因为〔L〕和〔U〕也是高度稀疏的。实际上却不然，对稀疏矩阵〔K〕进行LU分解的结果，得到的〔L〕和〔U〕可能并不稀疏，因此使得LU分解的计算工作量变得很大。

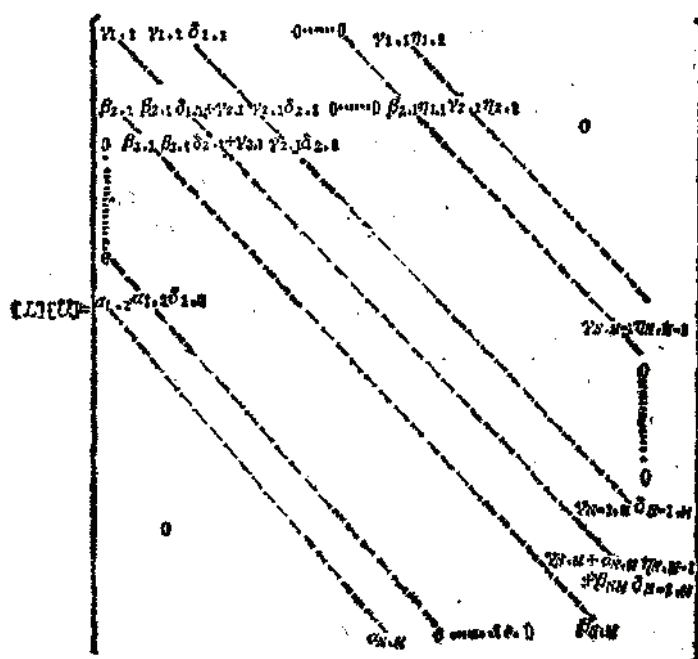
现在把问题倒过来看, 由 3-5-85 式和 3-5-86 式所确定的乘积将会具有什么样的形式。按照矩阵乘法的规则, 可得:

3-5-87式的非零元素集中在七条对角线上,比〔K〕多了两条非零对角线。这又一次说明了3-5-84式给出的〔K〕不能分解成由3-5-85式和3-5-86式决定的〔L〕和〔U〕的乘积。

$$[L] = \begin{bmatrix} v_{1,1} & & & \\ \beta_{2,1} & v_{2,1} & & \\ 0 & \beta_{3,1} & v_{3,1} & \\ \vdots & \vdots & \vdots & \ddots \\ 0 & & & \\ \alpha_{1,2} & & & \\ 0 & \alpha_{N,M} & 0 \cdots 0 & \beta_{N,M} & v_{N,M} \end{bmatrix} \quad \text{式 (3-5-85)}$$

假若每一结点列的差分方程不用五点格式 3-5-82, 而是在形式上用下述“七点”格式:

$$\begin{aligned} & \hat{a}_{i,j}H_{i-1,j} + \hat{b}_{i,j}H_{i+1,j} + \hat{c}_{i,j}H_{i,j-1} + \hat{p}_{i,j}H_{i+1,j-1} + \hat{q}_{i,j}H_{i-1,j+1} + \\ & \hat{d}_{i,j}H_{i,j+1} + \hat{e}_{i,j}H_{i,j} = \hat{f}_{i,j} \end{aligned} \quad (3-5-88)$$



式 (3-5-87)

与上式的系数相联系的结点表示在图 3-5-47 中。由此形成的方程组设为：

$$[\hat{K}]H = \hat{F} \quad (3-5-89)$$

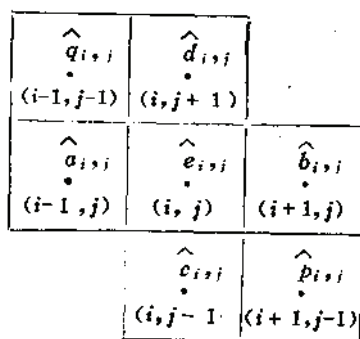


图 3-5-47 相关结点位置示意图

其系数矩阵为：3-5-90 式。

$[\hat{K}]$ 中非零元素所占据的位置与 3-5-87 式相同，因此 $[\hat{K}]$ 就有可能分解为由 3-5-85 式和 3-5-86 式给出的 $[L]$ 和 $[U]$ 的乘积的形式。另外，不难找到由 3-5-88 式给出的“七点”格式与通常的“五点”格式 (3-5-82 式) 之间的关系。把二者结合起来便产生一种有效的叠代解法。因为 3-5-88 式中包含有比通常的隐式格式还要多的未知水头，故称之为强隐式叠代解法。

2) 系数矩阵的近似因子分解

式 (3-5-90)

$$\text{让 } [\hat{K}] = [L][U] \quad (3-5-91)$$

比较 3-5-87 式和 3-5-90 式, 就可直接得到 $[\hat{K}]$ 的元素与 $[L]$ 、 $[U]$ 的元素之间的下列对应关系:

$$\left. \begin{aligned} \hat{c}_{i,j} &= a_{i,j} \\ \hat{p}_{i,j} &= a_{i,j} \delta_{i,j-1} \\ \hat{a}_{i,j} &= \beta_{i,j} \\ \hat{e}_{i,j} &= \gamma_{i,j} + a_{i,j} \eta_{i,j-1} + \beta_{i,j} \delta_{i-1,j} \\ \hat{b}_{i,j} &= \gamma_{i,j} \delta_{i,j} \\ \hat{q}_{i,j} &= \beta_{i,j} \eta_{i-1,j} \\ \hat{d}_{i,j} &= \gamma_{i,j} \eta_{i,j} \end{aligned} \right\} \quad (3-5-92)$$

另一方面, 根据“七点”格式与“五点”格式之间的关系, 也可以找到 $[\hat{K}]$ 与 $[K]$ 的关系。事实上, 利用台劳级数展开式并略去高阶项, 得:

$$H_{i+1,j-1} = H_{i,j} + \frac{\partial H}{\partial x} \Big|_{(i,j)} \Delta x - \frac{\partial H}{\partial y} \Big|_{(i,j)} \Delta y \quad (3-5-93)$$

因为:

$$\begin{aligned} \frac{\partial H}{\partial x} \Big|_{(i,j)} \Delta x &= H_{i+1,j} - H_{i,j} \\ \frac{\partial H}{\partial y} \Big|_{(i,j)} \Delta y &= H_{i,j} - H_{i,j-1} \end{aligned}$$

由 3-5-93 式可得下面的近似关系式:

$$H_{i+1,j-1} = -H_{i,j} + H_{i+1,j} + H_{i,j-1} \quad (3-5-94)$$

同理可得:

$$H_{i-1,j+1} = -H_{i,j} + H_{i-1,j} + H_{i,j+1} \quad (3-5-95)$$

将以上二式代入 3-5-88 式中得:

$$\begin{aligned} & (\hat{a}_{i,j} + \hat{q}_{i,j}) H_{i-1,j} + (\hat{b}_{i,j} + \hat{p}_{i,j}) H_{i+1,j} + (\hat{c}_{i,j} + \hat{p}_{i,j}) H_{i,j-1} \\ & + (\hat{d}_{i,j} + \hat{q}_{i,j}) H_{i,j+1} + (\hat{e}_{i,j} - \hat{p}_{i,j} - \hat{q}_{i,j}) H_{i,j} = \hat{f}_{i,j} \end{aligned} \quad (3-5-96)$$

这样就把 3-5-88 式近似地化成了 3-5-82 式的形式。和 3-5-82 式比较, 得:

$$\left. \begin{aligned} a_{i,j} &= \hat{a}_{i,j} + \omega \hat{q}_{i,j} \\ b_{i,j} &= \hat{b}_{i,j} + \omega \hat{p}_{i,j} \\ c_{i,j} &= \hat{c}_{i,j} + \omega \hat{p}_{i,j} \\ d_{i,j} &= \hat{d}_{i,j} + \omega \hat{q}_{i,j} \\ e_{i,j} &= \hat{e}_{i,j} - \omega \hat{p}_{i,j} - \omega \hat{q}_{i,j} \end{aligned} \right\} \quad (3-5-97)$$

式中 ω 是松弛因子。下面用叠代法来求解, 为加快收敛速度, 在上式 $\hat{p}_{i,j}$ 和 $\hat{q}_{i,j}$ 前添加上松弛因子 ω 是有益的, $0 < \omega < 1$ 。确定它的方法将在后面介绍。

以 3-5-92 式代入 3-5-97 式可解得:

$$\left. \begin{aligned} \beta_{i,j} &= \frac{a_{i,j}}{1 + \omega \eta_{i-1,j}} \\ \alpha_{i,j} &= \frac{c_{i,j}}{1 + \omega \delta_{i,j-1}} \\ \gamma_{i,j} &= e_{i,j} - a_{i,j} \eta_{i,j-1} - \beta_{i,j} \delta_{i-1,j} + \omega a_{i,j} \delta_{i,j-1} \\ &\quad + \omega \beta_{i,j} \eta_{i-1,j} \\ \delta_{i,j} &= \frac{b_{i,j} - \omega \alpha_{i,j} \delta_{i,j-1}}{\gamma_{i,j}} \\ \eta_{i,j} &= \frac{d_{i,j} - \omega \beta_{i,j} \eta_{i-1,j}}{\gamma_{i,j}} \end{aligned} \right\} \quad (3-5-98)$$

只要我们规定计算是按自左至右, 自下而上的顺序进行, 则 3-5-98 式中的 $\delta_{i,j-1}$, $\delta_{i-1,j}$, $\eta_{i-1,j}$ 和 $\eta_{i,j-1}$ 应作为已知, 因为它们已经在左、下格的计算中被求出, 或者可根据边界条件定出。因此, 借助于 3-5-98 式, 对每个结点 (i, j) 都能由“五点”格式的系数 $a_{i,j}$, $b_{i,j}$, $c_{i,j}$, $d_{i,j}$, $e_{i,j}$ 算出 $[L]$ 和 $[U]$ 的非零元素 $\alpha_{i,j}$, $\beta_{i,j}$, $\gamma_{i,j}$, $\eta_{i,j}$ 和 $\delta_{i,j}$ 。矩阵 $[L]$ 和 $[U]$ 是 $[\hat{K}]$ 的因子分解, 不是 $[K]$ 的因子分解, 但 $[\hat{K}]$ 和 $[K]$ 很近似。至此, 我们已经实现了对系数矩阵 $[K]$ 的近似因子分解。

3) 强隐式叠代解法

解方程组 $[K]H = F$ 等价于解方程组

$$[\hat{K}]H = F + ([\hat{K}] - [K])H \quad (3-5-99)$$

这一方程组左端的系数矩阵 $[\hat{K}]$ 已有 LU 分解, 且 $[L]$ 和 $[U]$ 均为稀疏矩阵, 因此很容易求解。但因方程 3-5-99 的右端也含有未知的水头 H , 所以只能用叠代解法。把 3-5-99 式改写为下列形式:

$$[\hat{K}]H^{(m+1)} = F + ([\hat{K}] - [K])H^{(m)} \quad (3-5-100)$$

式中 H 右上角的指数表示叠代的次数。上式两端同减 $[\hat{K}]H^{(m)}$ 得:

$$[\hat{K}](H^{(m+1)} - H^{(m)}) = F - [K]H^{(m)}$$

$$\text{或者: } [\hat{K}]\xi^{(m+1)} = R^{(m)} \quad (3-5-101)$$

$$\text{其中} \quad \xi^{(m+1)} = H^{(m+1)} - H^{(m)} \quad (3-5-102)$$

$$R^{(m)} = F - [K]H^{(m)} \quad (3-5-103)$$

叠代的过程是:

知道了 $H^{(m)}$ 后,可由3-5-103式决定 $R^{(m)}$,以此作为3-5-101式的右端项,解这个方程组求得 $\xi^{(m+1)}$,然后再由3-5-102式定出 $H^{(m+1)}$,如此重复叠代直到收敛为止。收敛的准则如下:

$$\max_{i,j} |H_{i,j}^{(m)} - H_{i,j}^{(m+1)}| < \varepsilon \quad (3-5-104)$$

其中 ε 是一个事先给定的足够小的正数。

4) 前推和回代过程

解方程组3-5-101式可采用通用的消元和回代过程,依次解方程组

$$[L]V = R^{(m)} \quad (3-5-105)$$

$$\text{和方程组} \quad [U]\xi^{(m+1)} = V \quad (3-5-106)$$

其中 V 是中间解。

以图3-5-48为例说明SIP法的实际计算过程。当然,实际含水层区域并非都是矩形区域,但可以用一个矩形区域把它套起来,并用两组平行线划分成矩形(或正方形)网格。这些网格中可分出内结点、靠近边界的结点和外结点三类。

(1, 3)	(2, 3)	(3, 3)
(1, 2)	(2, 2)	(3, 2)
(1, 1)	(2, 1)	(3, 1)

图3-5-48 计算区域结点分布示意图

图中(1,1)和(3,2)为外结点。在实际计算中并不需要列出 $[K]$ 、 $[\hat{K}]$ 、 $[L]$ 和 $[U]$ 等等,只要算出每个结点的 α 、 β 、 γ 、 δ 、 η ,并逐点进行前推和回代就行了。计算时按自左至右,自下而上的顺序进行。

结点(1,1)为外结点,不必管它。

结点(2,1)的左方和下方为边界,不管边界是什么性质的,都将使得 $a_{2,1}$ 和 $c_{2,1}$ 不出现,边界的性质被表现在右端项 $f_{2,1}$ 的不同上。所以 $a_{2,1} = \beta_{2,1} = 0$,相应的前推方程是:

$$\gamma_{2,1}V_{2,1} = R_{2,1}^{(m)} \quad (3-5-107)$$

由此可解出

$$V_{2,1} = \frac{R_{2,1}^{(m)}}{\gamma_{2,1}}$$

结点(3,1),因为其下方为边界,所以 $\alpha_{3,1} = 0$,相应的前推方程是:

$$\beta_{3,1}V_{2,1} + \gamma_{3,1}V_{3,1} = R_{3,1}^{(m)} \quad (3-5-108)$$

因为 $V_{2,1}$ 已经求出,所以由上式可求得:

$$V_{3,1} = \frac{(R_{3,1}^{(m)} - \beta_{3,1}V_{2,1})}{\gamma_{3,1}}$$

接着要计算结点(1,2), 它的左方及下方均为边界, 因此和结点(2,1)的情况相同, 可直接由下式:

$$\gamma_{1,2} V_{1,2} = R_{1,2}^{(m)} \quad (3-5-109)$$

解出:
$$V_{1,2} = \frac{R_{1,2}^{(m)}}{\gamma_{1,2}}$$

对结点(2,2), 其相应的 $\alpha_{2,2}$ 、 $\beta_{2,2}$ 均不为零, 所以前推方程是:

$$\alpha_{2,2} V_{2,1} + \beta_{2,2} V_{1,2} + \gamma_{2,2} V_{2,2} = R_{2,2}^{(m)} \quad (3-5-110)$$

上式中的 $V_{2,1}$ 和 $V_{1,2}$ 均在前面已经求出, 所以由此可解得:

$$V_{2,2} = \frac{R_{2,2}^{(m)} - \alpha_{2,2} V_{2,1} - \beta_{2,2} V_{1,2}}{\gamma_{2,2}}$$

结点(3,2)是外结点, 可跳过不管。剩下的 $V_{1,3}$ 、 $V_{2,3}$ 、 $V_{3,3}$ 的计算方法与前述完全类似, 不再重复。

前推过程结束后, 每个结点都求出了 $V_{i,j}$, 便可转入回代过程。回代自结点(3,3)开始, 我们直接有:

$$\xi_{3,3}^{(m+1)} = V_{3,3} \quad (3-5-111)$$

其次是结点(2,3), 因为其上方是边界, 所以 $\eta_{2,3} = 0$, 相应的回代方程是:

$$\xi_{2,3}^{(m+1)} + \delta_{2,3} \xi_{3,3}^{(m+1)} = V_{2,3} \quad (3-5-112)$$

因为 $\xi_{3,3}^{(m+1)}$ 已经求出, 由上式便可解得:

$$\xi_{2,3}^{(m+1)} = V_{2,3} - \delta_{2,3} \xi_{3,3}^{(m+1)}$$

对于结点(1,3)类似有:

$$\xi_{1,3}^{(m+1)} = V_{1,3} - \delta_{1,3} \xi_{2,3}^{(m+1)} \quad (3-5-113)$$

结点(3,2)为外结点, 跳过不管。

结点(2,2)的右方为边界, 应有 $\delta_{2,2} = 0$, 它的回代方程是:

$$\xi_{2,2}^{(m+1)} + \eta_{2,2} \xi_{2,3}^{(m+1)} = V_{2,2} \quad (3-5-114)$$

因为 $\xi_{2,3}^{(m+1)}$ 已经求出, 所以:

$$\xi_{2,2}^{(m+1)} = V_{2,2} - \eta_{2,2} \xi_{2,2}^{(m)}$$

其余结点的计算完全类似。至于计算中用到的 $\alpha, \beta, \gamma, \delta, \eta$ 等, 均可由3-5-98式求出。

5) 松弛因子 ω 的确定

(1) Stone提出逐次使用下列数值:

$$\omega_L, \omega_{L-1}, \dots, \omega_0$$

其中 ω_L 是最大的, 由下式确定:

$$\omega_L = 1 - \min \left\{ \frac{2(\delta_{xi})^2}{1 + \frac{T_{yy(i,j)}(\delta_{xi})^2}{T_{xx(i,j)}(\delta_{yi})^2}}, \frac{2(\delta_{yi})^2}{1 + \frac{T_{xx(i,j)}(\delta_{yi})^2}{T_{yy(i,j)}(\delta_{xi})^2}} \right\} \quad (3-5-115)$$

其余的由下式确定:

$$\begin{cases} \omega_{L-1} = 1 - (1 - \omega_L)^{\frac{1}{L-1}}, & L = 0, 1, \dots, L-1 \\ \omega_0 = 0 \end{cases} \quad (3-5-116)$$

3-5-115式中:

$$\delta_{xi} = \frac{\Delta x_i}{\text{区域的宽度}}$$

$$\delta_{yi} = \frac{\Delta y_i}{\text{区域的长度}}$$

(2) Weinstein提出取 $\omega_L = 1 - \omega_{min}$ 。这里的 ω_{min} 是由如下公式确定的:

$$\begin{aligned} \omega_{min} = \min & \left[-\frac{\pi^2}{2I^2} \left(1 + \frac{T_{yy(i,j)}(\Delta x_j)^2}{T_{xx(i,j)}(\Delta y_i)^2} \right)^{-1}, \right. \\ & \left. \frac{\pi^2}{2J^2} \left(1 + \frac{T_{xx(i,j)}(\Delta y_i)^2}{T_{yy(i,j)}(\Delta x_j)^2} \right)^{-1} \right] \quad (3-5-117) \end{aligned}$$

式中 I, J 分别为 x 方向和 y 方向的结点数。

(3) 其实一般不需要花很大的气力去找 ω 的最优值, 通常的作法是对整个区域用3-5-115式先计算出 ω_L 作估计值, 经试算便可确定最大的松弛因子 ω 值。

6) 程序框图及符号说明

(1) SIP法程序框图见图3-5-49。

(2) 系数(COEF)子程序框图见图3-5-50。

该子程序的作用是形成结点 (i, j) 的系数 $a_{i,j}, b_{i,j}, c_{i,j}, d_{i,j}, e_{i,j}$ 以及 $\alpha_{i,j}, \beta_{i,j}, \gamma_{i,j}, \delta_{i,j}, \eta_{i,j}$ 等等。

程序框图中的符号说明如下:

$H_0(i, j)$ ——结点 (i, j) 的初始水头, m ,

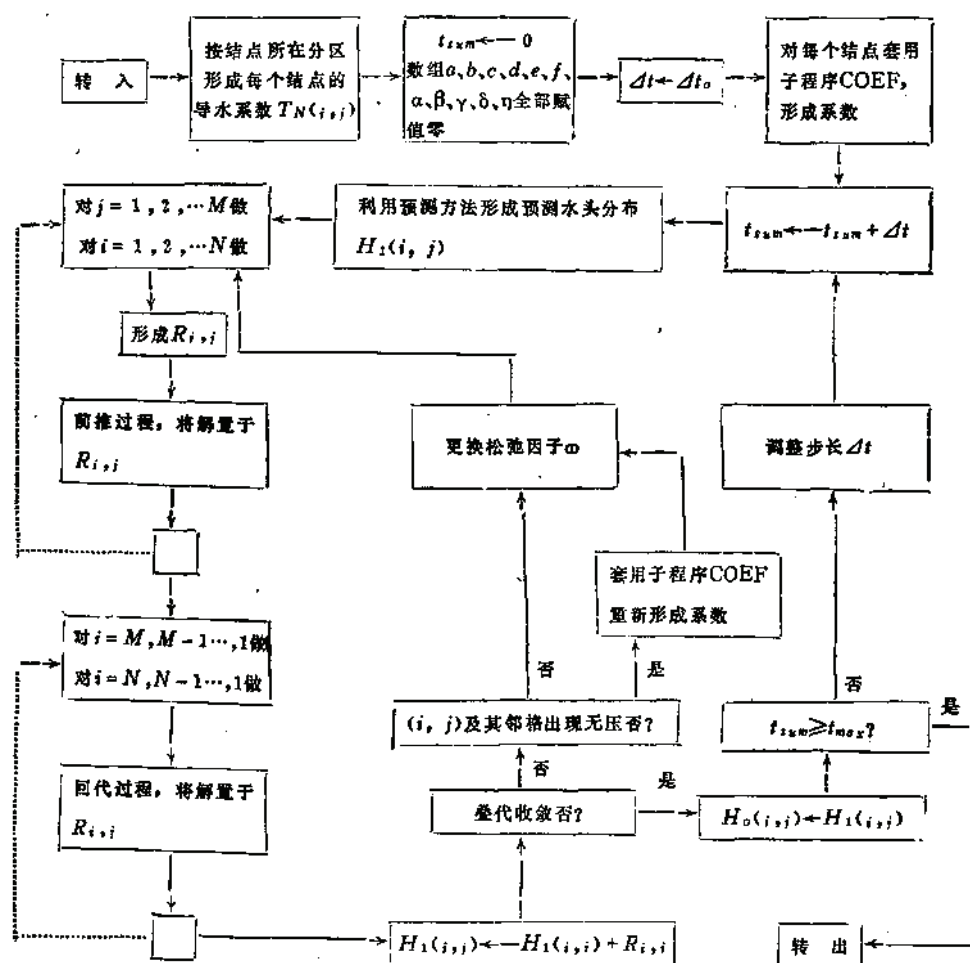


图 3-5-49 SIP 法程序框图

$H_1(i,j)$ ——结点 (i,j) 的计算水头, m;

其它符号见上述正文或 ADI 法框图的符号说明。

5.4.1.4 顾家台铁矿应用有限差分法进行矿床疏干水文地质计算实例

1. 矿区水文地质条件简述

顾家台铁矿位于秦莱盆地东部,构造单元上属莱芜单斜弧形断陷盆地。盆地外围为前震旦系变质岩系组成的中低山所环绕,构成了区域地表水系和地下水的天然分水岭。盆地中部为矿山弧形背斜呈 NE-SW 向延伸,长约 15 km,宽约 5 km。燕山期闪长岩沿背斜核部呈岩株状侵入并出露于地表,在地形上形成低矮残丘。岩体周围与中奥陶统大理岩相接触,沿背斜两翼接触带上形成了十几个大小不等的接触交代型铁矿床,顾家台铁矿就是位于背斜北西翼南段的一个规模较大的矿床。

背斜东南翼与八里沟向斜毗连,向斜内沉积了巨厚的侏罗系及第三系地层,致使下伏的奥陶系和石炭二叠系地层埋深加大,不利于灰岩地下水的补给迳流。盆地的南缘有一条近东西向的压扭性断层,断层北侧地势平坦,地表普遍为第三系粘土质粉砂岩所覆盖,断层南侧为低山丘陵区,广泛出露有寒武、奥陶系灰岩地层,并构成倾向盆地的单斜构造。灰岩岩溶发育,直接接受降水补给,成为盆地内中奥陶统灰岩地下水

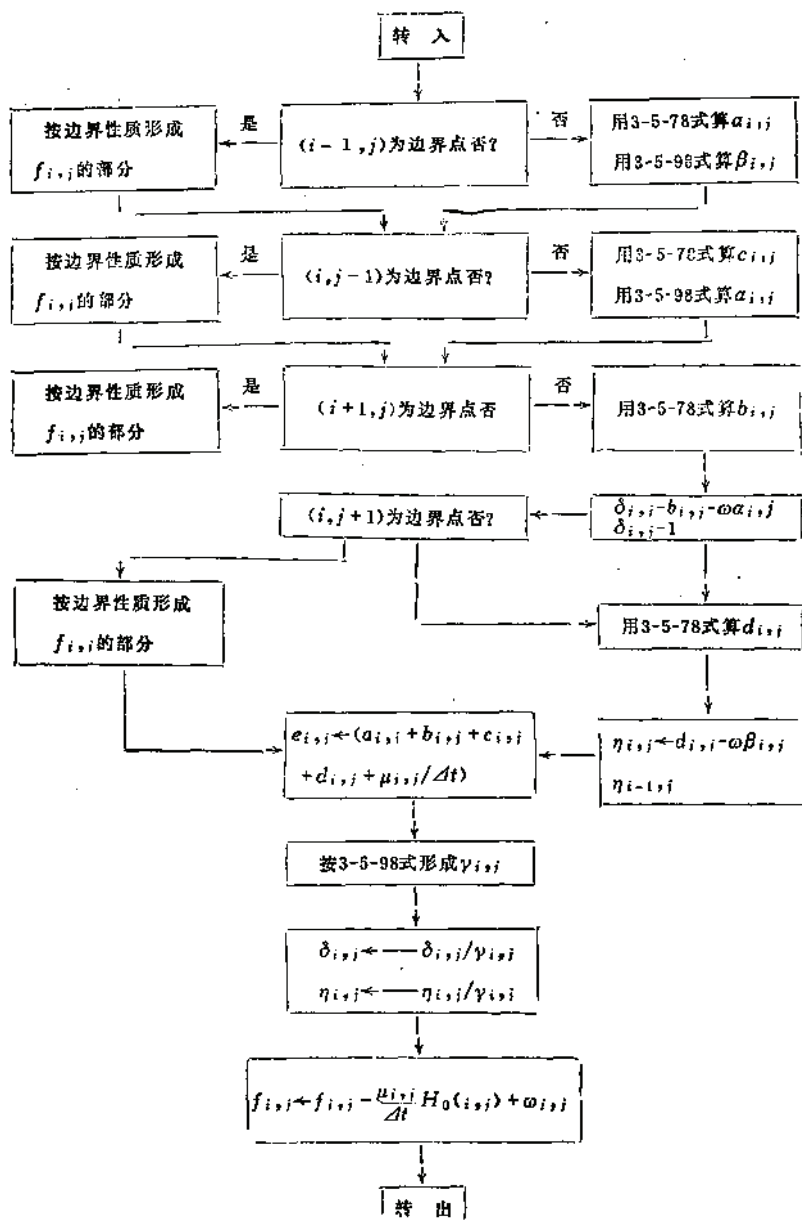


图 3-5-50 系数 (COEF) 子程序框图

的主要补给区。盆地的北部及东部为两条弧形大断裂所包围,由于弧形断裂的阻水作用和中奥陶统灰岩埋深较大,不利于地下水向盆地迳流补给,故盆地北侧及东侧仅为盆地内灰岩地下水的次要补给区。

矿区内地势平坦,地面标高约165~180m。矿体埋藏于地表以下约100~400m,其底板为燕山期闪长岩,顶板为中奥陶统大理岩,上覆厚100~200m的第三系粘土质粉砂岩以及厚10m左右的第四系砂砾石层。闪长岩除地表风化带内含少量孔隙裂隙水外,一般质地坚硬致密,裂隙不发育,为良好的隔水岩层。中奥陶统大理岩岩溶裂隙发育,透水性强,含水丰富,为矿区主要含水层。第三系粉砂岩结构紧密,裂隙不发育,透水性很弱,亦可视为良好的隔水层。第四系砂砾石层透水性强,富含孔隙潜水,亦为矿区主要含水层。一

般情况下,矿体顶板大理岩含水层之上有厚大的第三系隔水层存在,浅部的第四系孔隙潜水不会与深部的大理岩岩溶裂隙承压水发生直接的补给关系,但矿区内外第三系地层在局部地段均有所缺失,形成所谓的“天窗”,致使上下两含水层可通过“天窗”产生一定的水力联系。

矿区西侧边缘和中部有方下河及嘶马河自北而南横贯矿区,向南汇入矿区南侧的大汶河,并向西流出盆地。河水与第四系潜水有密切水力联系。在自然状态下,盆地内的地下水均向汶河排泄,但在矿区疏干条件下,河水可通过第四系含水层经由“天窗”反补给深部的大理岩含水层。

矿区东部及东南部为出露于背斜核部的闪长岩体所环绕,构成了天然的隔水边界。矿区北部及西部为两条阻水的压扭性断层所切割,构成了弱透水边界。矿区西南部中奥陶统灰岩直接与盆地南缘的灰岩补给区相连,形成一过水通道,但通道内的灰岩因受闪长岩体边缘岩枝的穿插和压扭性断层的切割,使地下水径流受到一定阻碍,故该通道地段亦可视为一相对的弱透水边界。

综上所述可知,矿区内主要含水层为深部的中奥陶统灰岩岩溶裂隙承压含水层和浅部的第四系砂砾石层孔隙潜水含水层。灰岩含水层的主要补给来源有两个,一是矿区南部主要补给区和北部次要补给区的寒武、奥陶系灰岩地下水通过矿区周围弱透水边界的侧向补给;二是地表水及浅部第四系潜水通过“天窗”下渗的垂向补给。矿区内部中奥陶统灰岩岩溶裂隙发育,连通性好,富水性强,但矿区周围被隔水边界和弱透水边界所环绕,区域侧向补给受到一定限制,未来矿坑充水的水量大小将主要取决于弱透水边界的过水能力。第四系孔隙潜水通过“天窗”的垂向补给量相对有限,而且当矿区疏干水位降至第四系含水层底板以下时,垂向补给将趋于零量。

矿区地层及构造特征见图3-5-51。

2. 疏干计算的任务与依据

顾家台铁矿为一采用竖井开拓的中型地下开采矿山。该矿在六十年代就已进行了详细的地质勘探和专门水文地质勘探,七十年代初进行了矿山设计和基建,在基建期间又进一步做了大孔径深井干扰抽水试验和矿区堵水水文地质勘探,取得了比较丰富的地质和水文地质基础资料。设计部门根据已有的勘探资料确定矿山采用坑内放水孔超前疏干方案,坑内排水泵站设置在-150m水平。疏干水文地质计算的主要任务就是要给出-150m水平以上各开采中段的最佳疏干水量和疏干时间,模拟疏干过程,求得不同疏干时期矿区内外地下水疏干流场的变化动态以及在稳定状态下的水头分布和稳定动流量。

3. 计算方法和步骤

根据矿区水文地质条件和疏干计算要求,确定采用交替方向隐式差分格式的有限差分法来求解疏干条件下地下水运动的定解问题。

1) 地下水运动的基本方程和差分格式

确定采用有越流补给的非稳定流基本方程如下:

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(T \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T \frac{\partial H}{\partial y} \right) = \mu \frac{\partial H}{\partial t} - \omega \quad (1)$$

式中 H ——含水层的水头, m;

T ——含水层的传导系数, m^2/d ;

μ ——含水层的给水度, 无量纲;

ω ——垂直方向上单位时间、单位面积上进入含水层的水量, $\text{m}^3/\text{d} \cdot \text{m}^2$ 。

以差商代替微商,采用交替方向隐式差分格式,(1)式可近似地用下列差分方程来代替:

$$T_{(i-1/2,i)} \left[\frac{H_{(i-1,i)} - H_{(i,i)}}{(\Delta x)^2} \right] + T_{(i+1/2,i)} \left[\frac{H_{(i+1,i)} - H_{(i,i)}}{(\Delta x)^2} \right] + \\ + T_{(i,i-1/2)} \left[\frac{H_{(i,i-1)} - H_{(i,i)}}{(\Delta y)^2} \right] + T_{(i,i+1/2)} \left[\frac{H_{(i,i+1)} - H_{(i,i)}}{(\Delta y)^2} \right]$$

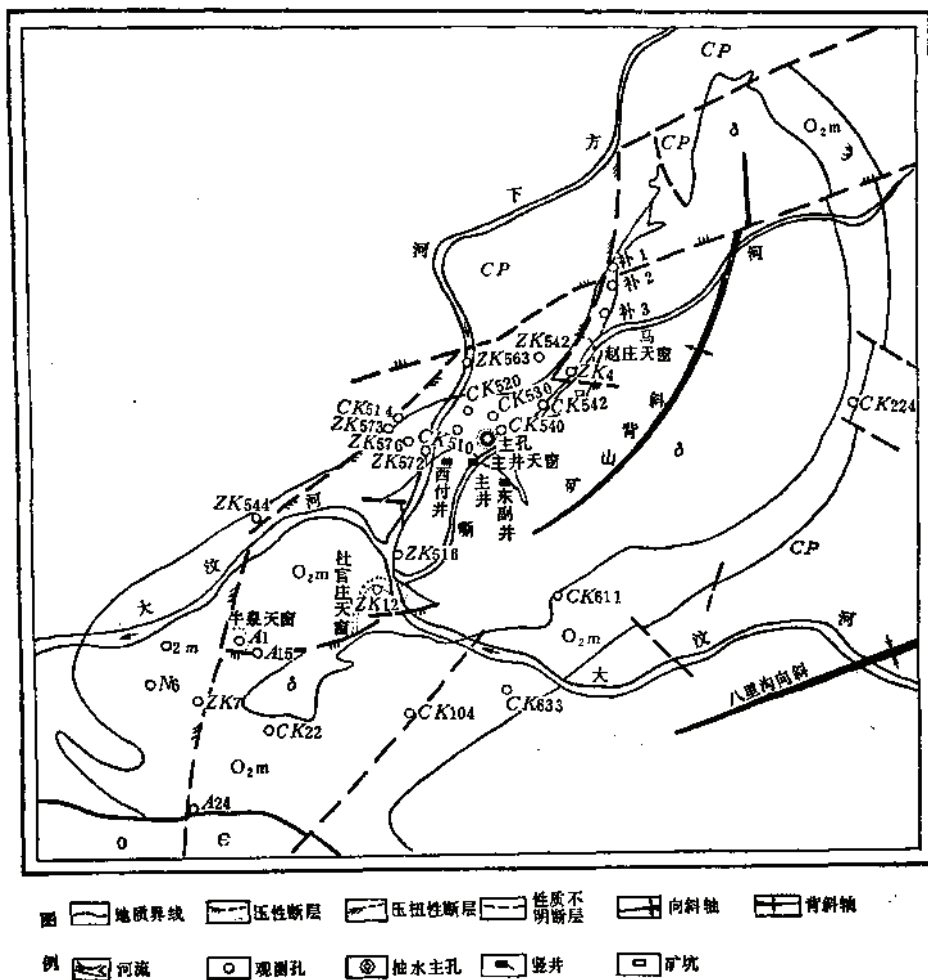


图 3-5-51 顾家台矿区水文地质简图

$$= \mu \frac{H_{(i,j,t+\Delta t)} - H_{(i,j,t)}}{\Delta t} - \omega \quad (2)$$

式中 ω 为垂直方向的抽或注水率，可表示为：

$$\omega = \frac{q(i,j)}{\Delta x \Delta y} - \frac{K_z}{d_z} \left[H_{r(i,j)} - \frac{H_{(i,j,t)} + H_{(i,j,t+\Delta t)}}{2} \right] \quad (3)$$

式中 $H_{r(i,j)}$ ——河水位（或第四系含水层潜水位）标高，m；

$q(i,j)$ ——格子上的抽（注）水量， m^3/d ；

K_z/d_z ——天窗的垂直渗透能力（相当于越流系数）， $1/\text{d}$ 。

（2）、（3）式合并整理后得：

$$-T_{(i-1/2,j)} \frac{\Delta y}{\Delta x} H_{(i-1/2,j)} + \{r + [T_{(i-1/2,j)} + T_{(i+1/2,j)}] + \\ + \frac{K_z}{2} \Delta x \Delta y\} H_{(i,j,t)} - T_{(i+1/2,j)} \frac{\Delta y}{\Delta x} H_{(i+1/2,j)}$$

$$\begin{aligned}
&= T_{(i,j+1/2)} \frac{\Delta x}{\Delta y} H_{(i,j+1/2,0)} + \{ r - [T_{(i,j+1/2)} + T_{(i,j-1/2)}] \frac{\Delta x}{\Delta y} - \\
&- \frac{K_z}{2} \Delta x \Delta y \} H_{(i,j,0)} + T_{(i,j-1/2)} \frac{\Delta x}{\Delta y} H_{(i,j-1,0)} \\
&+ K_z \Delta x \Delta y H r_{(i,j)} - q_{(i,j)}
\end{aligned} \quad (4)$$

式中 $r = \frac{2\mu \Delta x \Delta y}{\Delta t}$

当非稳定流基本方程式(1)的右端项

$$\mu \frac{\partial H}{\partial t} = \mu \frac{H_{(i,j,k-1)} - H_{(i,j,k)}}{\Delta t} = 0 \text{ 时}$$

即变为稳定流方程式:

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(T \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T \frac{\partial H}{\partial y} \right) = q \quad (5)$$

(5)式积分后得:

$$\begin{aligned}
Q &= \iint_D q dx dy = \iint_D \left[\frac{\partial}{\partial x} \left(T \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T \frac{\partial H}{\partial y} \right) \right] dx dy \\
&= \int_L \left(-KH \frac{\partial H}{\partial y} \right) dx + \int_L \left(KM \frac{\partial H}{\partial x} \right) dy \\
&= \sum_{i=1}^n (KM \cdot DH \frac{\Delta x}{\Delta y} + KM \cdot DH \frac{\Delta y}{\Delta x})
\end{aligned} \quad (6)$$

式中 $T = KH = KM$

D ——积分区域;

L ——积分曲线长度;

DH ——相邻两格的水头差, m。

2) 计算方法

(1) 采用交替方向隐式差分格式解差分方程(2);

(2) 采用第二类边界条件进行反求参数和模拟疏干过程中地下水的运动状态; 采用第一类边界条件求稳定动流量。所谓第二类边界条件, 即已知边界上内外的某种关系, 如法向导数 $\partial H / \partial \eta$ 为已知。所谓第一类边界条件, 即边界上的水头为已知。

(3) 采用最优化方法求取未知参数的解。

(4) 未知参数确定后, 预测未来矿坑最大涌水量。

3) 计算步骤及框图

计算框图见图 5-3-52, 其步骤如下:

(1) 初定水文地质参数(框1)。根据已知的水文地质条件和抽水试验资料, 确定初始水头 $H^*(i, j)$ 的分布和边界内外水头差 D ; 粗定内部传导系数 $KM_1, KM_2, KM_3, KM_4, KM_5$; 边界传导系数 KB_1, KB_2, KB_3, KB_4 ; 天窗垂直渗透系数 $K_{z1}, K_{z2}, K_{z3}, K_{z4}$ 和承压给水度 μ^* 。

(2) 模拟地下水的流动(框2)。将初定的水文地质参数代入方程(2), 用交替方向隐式差分方法模拟在抽水试验条件下, 地下水位随时间的变化。

(3) 反求参数(框3及框4)。比较数值模拟结果与实际观测数据之间的误差是否达到最小,如果不满足要求,则经计算机自动修正参数后,返回框2继续进行模拟计算,直至达到预定的要求。

(4) 数值模拟疏干过程(框5)。通过最优化方法选定计算参数后,给出疏干水量,模拟疏干过程,求得疏干时间。

(5) 推求稳定动流量(框6)。采用第一类边界条件,固定矿区中心抽水井的水头,保持在某一给定的疏干水平,继续叠代,直至达到稳定为止,求出稳定状态下的水头分布和稳定动流量。

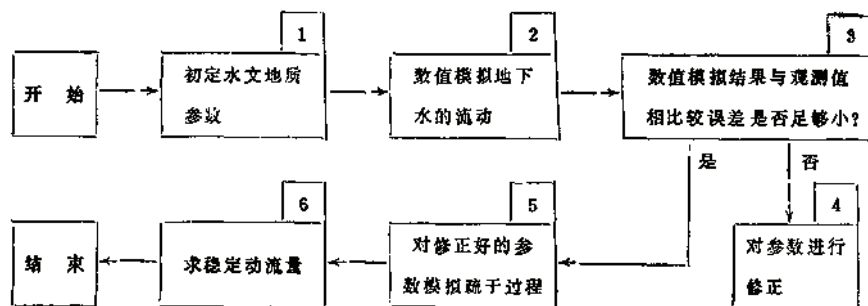


图 3-5-52 数值模拟计算框图

4. 计算边界和差分网格的确定

根据矿区水文地质条件,将矿区周围边界划分为隔水边界和弱透水边界两类。隔水边界包括矿区东部边界和东南边界;弱透水边界根据过水能力的强弱分为四段,第一段边界其代表孔是CK22和A15孔,第二段边界其代表孔是ZK7和A1孔,这两段边界相当于矿区西南边界;第三段边界其代表孔是ZK575和ZK574孔,相当于矿区西北边界;第四段边界其代表孔是补1和补2孔,相当于东北边界。

在矿区内,沿着上述隔水边界和弱透水边界将全区划分为 14×14 个矩形计算网格,格距 $\Delta x \times \Delta y = 800 \times 200\text{m}$ 。内结点计算个数共79个,其中包括“天窗”4个。弱透水边界根据其过水能力和补给水源充足与否,划分为4段,分别求取其参数。矿区内部根据中奥陶统灰岩含水层的不均一性划分为5个分区,亦分别求取其参数。此外,还有承压给水度 μ^* ,未知参数共14个。

全区计算网格划分图式见图 5-3-53。

5. 已知参数的选择

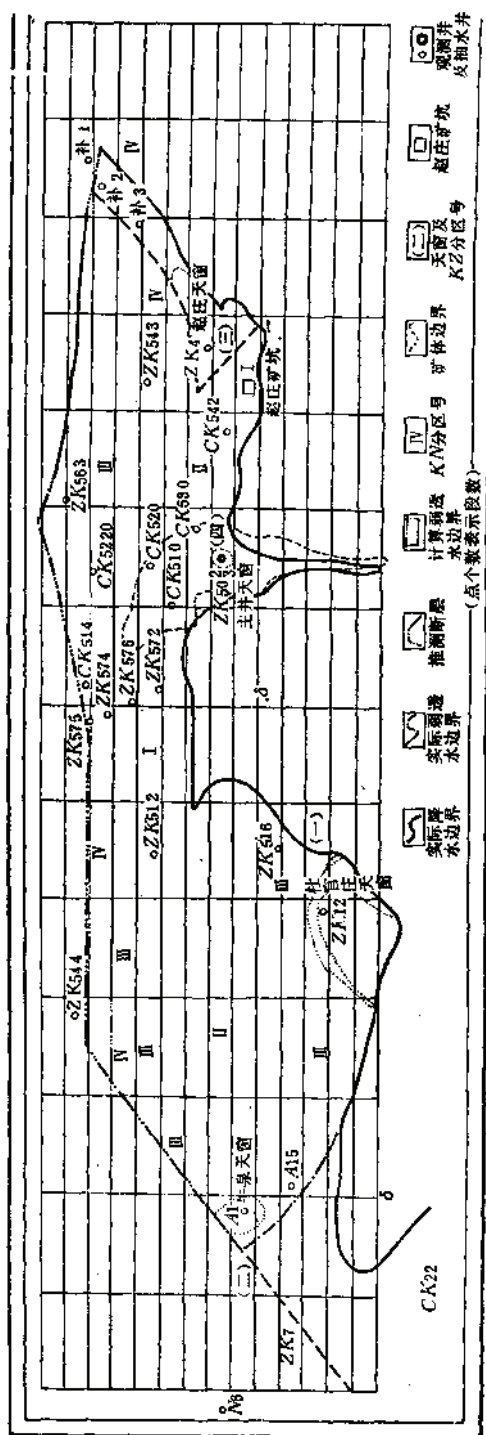
如前所述,在进行疏干计算时,首先需要根据边界条件和抽水试验资料,初步选定一组参数,代入方程(2)进行数值模拟计算。该矿区除了在勘探时期进行过系统的专门水文地质勘探外,在基建时期于1973年还进行过一次较大规模的大孔径群孔干扰抽水试验,最大抽水量达 $21385\text{m}^3/\text{d}$,抽水主孔最大水位降深达 22.4m ,单位降深涌水量达 $954.7\text{m}^3/\text{d} \cdot \text{m}$,在距矿区西南约 5km 的边界上的钻孔水位降深达 12.88m 。这次试验对进一步查明矿区边界条件起到了很大作用。疏干计算时,各项已知参数的初步选定就是以上述勘探和抽水试验资料为基础的。此外,还利用了位于矿区东北约 2km ,与矿区处于同一边界范围内的赵庄矿区的生产排水资料。现将各项参数的选择说明如下。

1) 抽水量 Q

选用了抽水试验时两个时段的主孔实测抽水量和同一时期赵庄矿区的实际排水量资料。其中,第一时段为1973年11月8日9时至18日9时,其实测水量的平均值为:主孔 $7564.8\text{m}^3/\text{d}$,赵庄 $3463.2\text{m}^3/\text{d}$;第二时段为1973年12月7日8时至17日8时,其实测水量的平均值为:主孔 $23025.6\text{m}^3/\text{d}$,赵庄 $3463.2\text{m}^3/\text{d}$ 。

2) 初始水位 H_0

第一时段,选用1973年11月8日9时至9日9时的静止水位平均值。第二时段,选用1973年12月7



日8时的瞬时水位。

3) 比较点的实测水位

每个时段选用了4个时刻的实测水位作为比较值。比较点的水位选用格点附近观测孔水位经校正后作为比较点的水位比较值。其中,第一时段有16个观测点,共64个实测水位值。第二时段有17个观测点,共68个实测水位值。

4) 边界内外实测水头差值

在各段弱透水边界处,每一段边界内外都各选择了一对观测孔,每一对孔每隔6h取一水头差值。四段边界第一时段共取值20个,第二时段共取值36个。

5) 天窗处的静止水位值

天窗处的河水位或第四系含水层静止水位是根据位于各个天窗处的钻孔或民井实测水位来选定的。矿区内外共发现4处天窗,它们的静止水位分别为:杜官庄天窗165.595m,牛泉天窗162.432m,赵庄天窗178.069m,主孔天窗173.207m。

6) 天窗处的无压给水度 μ

根据各天窗处的钻孔不同深度上的面岩溶率来分别选定。

6. 关于内部KM分区和含水层厚度的处理

计算范围内的KM分区是根据对水文地质条件的认识和抽水试验时水位分布状态特征的分析来划分的。按导水性的差别将全区划分为5个分区以反映含水层的不均一性。

根据本区岩溶发育程度具有在垂向上随深度增加而减弱但并不消失,在平面上越靠近接触带或构造破碎带岩溶越发育的这一规律,确定将整个灰岩厚度作为含水层厚度,其底板以闪长岩顶板为准,其顶板以第三系隔水层底板为准。在平面上划分为5个不同的岩溶发育区,每个分区又在垂向上按每40m划分一个垂直发育带,分别求出每一分区和每一分带的岩溶率平均值,作为修正反求出的KM值时的一个修正系数。其计算方法如下:

在承压状态下,方程(1)是线性的,其导水系数 T 不受水头变化的影响,当转为无压状态后,方程(1)就转变为非线性的,并与水头和岩溶发育程度相关,即

当 $H_{(i,j)} \geq AH_{(i,j)}$ 时,有 $T_{(i,j)} = T_{(i,j)}$,说明反求的传导系数不变。

当 $H_{(i,j)} \leq BH_{(i,j)}$ 时,则有 $T_{(i,j)} = 0$,这时就自动修改成隔水边界。

当 $AH_{(i,j)} > H_{(i,j)} > BH_{(i,j)}$ 时,则有

$$T_{(i,j)} = \frac{T_{(i,j)}}{AH_{(i,j)} - BH_{(i,j)}} [H_{(i,j)} - r_{(i,j)} - BH_{(i,j)}] \alpha_{(i,j)} \quad (7)$$

式中 $AH_{(i,j)}$ ——含水层的顶板标高, m,

$BH_{(i,j)}$ ——含水层的底板标高, m,

$r_{(i,j)}$ ——由前一步计算预测出下一步计算时的水位变化修正值, m,

$\alpha_{(i,j)}$ ——岩溶发育相对系数,可按下式求出:

$$\alpha = \frac{\sum_{i=1}^{n'} (\mu_i/n')}{\sum_{i=1}^n (\mu_i/n)}$$

式中 $\sum_{i=1}^{n'} (\mu_i/n)$ ——含水层顶底板间的岩溶率平均值,

$\sum_{i=1}^{n'} (\mu_i/n')$ ——含水层底板至计算水平间的岩溶率平均值。

这样的处理,是把反求出的 $T(i,j)$ 值看成是一个平均值,当水头 $H(i,j)$ 降至含水层顶板以下时, KM 乘积将随着饱和的含水层厚度的减少而减小,且与岩溶发育相对系数成正比。

7. 关于天窗的处理

方程(1)中的垂直补给项 ω 的表达式为:

$$\omega = \frac{q(i,j)}{\Delta x \Delta y} - \frac{K_z}{d_z} \left[H_r(i,j) - \frac{H(i,j,k) + H(i,j,k-1)}{2} \right] \quad (8)$$

当水头在第四系含水层底板以上时,方程(8)可表示为下式:

$$\omega = \frac{q(i,j)}{\Delta x \Delta y} - \frac{K_z}{d_z} [H_r(i,j) - AH(i,j)] \quad (9)$$

式中

$q(i,j)$ ——格子的抽(注)水量, m^3/d ;

$H_r(i,j)$ ——河水位或第四系含水层的潜水位, m ;

K_z/d_z ——天窗的垂直渗透能力(越流系数), $1/d$;

$H(i,j,k), H(i,j,k-1)$ ——前后两时刻的动水位, m ;

$AH(i,j)$ ——第四系含水层的底板标高或灰岩含水层的顶板标高, m 。

在垂直补给情况下,当动水位 $H(i,j)$ 在第四系含水层底板以上时,补给量随 $[H_r(i,j) - H(i,j)]$ 的增加而增大。当 $H(i,j)$ 降至第四系含水层底板以下时,补给量就转为—常量。

在实际反求参数过程中,4个天窗的动水位在第二时段时就都已降至第四系含水层底板以下,超过的数值自1.437至7.765m不等。为了简化计算过程,在实际计算时并未按动水位降至底板垂直补给量就转为常量来处理,而是在预测矿坑涌水量时将天窗处的第二时段最末时刻的动水位作为天窗处第四系含水层的底板来处理,因而所求得的 K_z 值将偏小,但补给量的总效应是相等的。另外,在反求参数时,由于格距是 $800 \times 200m$,比天窗的实际面积要大,因此所求得的 K_z 是 $800 \times 200m$ 面积内的平均值,它要比实际的 K_z 偏小很多。为求得天窗面积内真正的 K_z 值,还需要按面积比例进行反算。

天窗的垂直补给水量按下式计算:

$$Q = K_z \cdot F \cdot S \quad (10)$$

式中 F ——天窗格子的面积, m^2 ;

S ——水位降深值, $S = H_r - AH$, m 。

8. 关于边界和边界内外水头差的处理

如前所述,边界分为隔水边界和弱透水边界两类。弱透水边界又根据过水能力的强弱划分为4段。在反求参数和预测矿坑涌水量时均采用了第二类边界条件。

边界内外水头差有如下关系式:

$$H_{0,n} - H_{i,n} = a (H_{i,n}^0 - H_{i,n,t})^b + D$$

即 $DH_t = a S_{i,n,t}^b + D$

(11)

式中 DH_t ——边界内外相邻两格水头差, m ;

$H_{i,n}^0$ ——边界内部初始时刻的水位, m ;

$H_{i,n,t}$ ——任一时刻内部的动水位, m ;

$S_{i,n,t}^b$ ——内部格点水位瞬时降深值, m ;

D ——边界内外相邻格点初始水位差, m ;

a, b ——系数和指数。

在反求参数时,边界内外水头差是根据实测资料计算的。但在第一、二段边界上,由于观测孔CK22和ZK7孔距边界较远,故边界上的内外水头差根据边界附近等水位线作了修正。

在预测矿坑涌水量时,边界内外水头差按上述关系式(11)计算。式中的系数 a 和指数 b 的确定,是根据抽水试验时非稳定段前10天的实测数据和3个稳定段的实测数据用数理统计法求得的。

9. 关于给水度 μ 的处理

承压给水度 μ^* 是作为未知数与 T 、 K 和 KB 一起通过优选反求的。

天窗处的无压给水度 μ 在反求参数时是作为已知值给出的。它是根据各天窗处实际岩溶率和各天窗的面积与非天窗面积的比例,以及天窗处各时段动水位以上和以下岩溶率数值比例关系等诸因素近似地确定的。

在预测矿坑涌水量时,疏干过程中处于无压状态下的给水度 μ 是根据钻孔实测岩溶率来确定的。垂向上每隔40m取一平均岩溶率作为该深度的 μ 值,但考虑到钻孔中所统计的岩溶率包括了一部分已被充填的岩溶,因此将实测岩溶率再乘以一折减系数0.7,所得新值作为 μ 值参与计算。

10. 关于丰水期矿坑涌水量的计算

根据矿区水文地质条件,丰水期矿坑涌水量增加的因素有三方面。一是天窗水头的抬高,引起天窗垂直补给量的相应增加;二是边界内外水头关系曲线的变化,导致侧向补给量的相应增加;三是矿区静止水位抬高,使疏干降深加大。因此,在计算丰水期矿坑涌水量时,对上述问题作了如下处理:

(1) 根据长期观测资料对各天窗丰水期水位进行修正。位于嘶马河河床中的赵庄天窗和位于大汶河河床中的杜官庄天窗的丰水期水位采用洪峰水位,主孔天窗和牛泉天窗则采用第四系含水层的最高水位。

(2) 边界内外水头差,根据长期观测资料,西南边界枯水期内外水头差为5m,丰水期为11m,而抽水试验期间的内外水头差则为9m左右,接近丰水期的后期水位。据此将枯水期水头差增加2m作为丰水期的水头差参与计算。此外,根据内外水头关系式(11)中的指数 b 来看,在抽水期间,西南边界水头关系式中的 b 值均在0.9以上,表明其外侧水源丰富。考虑到丰水期侧向补给量将达到最大值,内外水头关系曲线将由指数曲线变为直线关系,使指数 $b=1$,达到极限值。基于这一假设,将西南边界丰水期内外水头关系曲线的指数 b 值定为1。西北边界则考虑到其补给水源不足,故不再进行修正。

(3) 根据长期观测资料,矿区水位年变幅为0.5~1.5m,抽水试验期间的静止水位已接近丰水期末期水位,故对静止水位不再进行修正。

11. 疏干计算结果

矿区疏干水文地质计算的假设前提是,假定通过抽水试验所了解到的矿区水文地质与工程地质条件不会发生变化,横贯矿区中部的嘶马河不改道,不截流,各个天窗不进行任何防渗堵漏处理。在这一假设基础上,又根据生产设计的要求,按如下三个疏干方案进行疏干计算:第一方案为一次疏干到-150m水平,第二方案为前期疏干到-10m水平,后期再疏干到-150m水平;第三方案为前期疏干到+30m水平,中期疏干到-50m水平,后期疏干到-150m水平。

在疏干计算中,首先利用最优化方法对计算参数进行了反求优选。反求参数时,采用了抽水试验的两个非稳定时间段的观测资料作为依据来进行反求优选。第一时段自1973年11月9日至14日,历时4.5天,矿区水位降深7m,边界水位降深3.5m;第二时段自1973年12月7日至15日,历时8.7天,矿区水位降深19m,边界水位降深9.5m。后来又增加了一个第三时间段。反求的参数包括边界传导系数 K_{B1} 、 K_{B2} 、 K_{B3} 、 K_{B4} ,内部分区传导系数 K_{N1} 、 K_{N2} 、 K_{N3} 、 K_{N4} 、 K_{N5} ,天窗垂直渗透系数 K_{Z1} 、 K_{Z2} 、 K_{Z3} 、 K_{Z4} ,还有承压给水度 μ^* 等共14个参数。优选结果见表3-5-26。

参数选定后,根据给定的疏干水量,利用前述计算方法和计算原则,进行疏干过程模拟,分别求出不同疏干方案和不同疏干水量条件下,平水期和丰水期的疏干时间和稳定动流量,并给出各疏干水平的疏干稳定水位等值线图,计算结果见图3-5-54、3-5-55及表3-5-27。

根据矿区水文地质条件,未来矿坑涌水量主要决定于区域侧向补给和天窗垂向补给。天窗的垂向补给

计算参数优选结果表

表 3-5-26

第一时段优选结果 $K_N=4, K_B=3, K_Z=4, \mu^*=1$		第二时段优选结果 $K_N=4, K_B=3, K_Z=4, \mu^*=1$		第三时段优选结果 $K_N=5, K_B=4, K_Z=4, \mu^*=1$	
K_{N1}	4.923×10^3	K_{N1}	4.923×10^3	K_{N1}	5.523×10^3
K_{N2}	2.846×10^3	K_{N2}	4.308×10^3	K_{N2}	4.969×10^3
K_{N3}	2.769×10^2	K_{N3}	3.538×10^2	K_{N3}	3.209×10^3
K_{N4}	35.769	K_{N4}	56.923	K_{N4}	4.462×10^2
K_{N5}		K_{N5}		K_{N5}	38.462
K_{Z1}	2.023×10^{-4}	K_{Z1}	5.692×10^{-4}	K_{Z1}	5.354×10^{-4}
K_{Z2}	1.054×10^{-3}	K_{Z2}	5.154×10^{-4}	K_{Z2}	4.854×10^{-4}
K_{Z3}	8.692×10^{-4}	K_{Z3}	1.404×10^{-3}	K_{Z3}	1.385×10^{-3}
K_{Z4}	8.692×10^{-4}	K_{Z4}	1.308×10^{-3}	K_{Z4}	1.315×10^{-3}
K_{B1}	16.154	K_{B1}	16.154	K_{B1}	16.308
K_{B2}	9.231	K_{B2}	8.769	K_{B2}	8.692
K_{B3}	3.923	K_{B3}	5.385	K_{B3}	5.308
K_{B4}		K_{B4}		K_{B4}	21.154
μ^*	4692×10^{-5}	μ^*	3.154×10^{-5}	μ^*	6.692×10^{-5}

在矿区抽水试验条件下,其水头就已降至第四系含水层底板以下,即垂直补给量已达极限值而转为常量。因此,在疏干条件下,矿坑涌水量的大小将随侧向补给量的增减而变化。而侧向补给量的正确计算又取决于所确定的边界内外水头关系曲线模型是否具有充分的代表性。通过分析认为,采用抽水试验时三个稳定段的资料而建立的内外水头关系式,基本上能反映侧向的稳定补给情况,而采用抽水试验时非稳定段的资料所建立的内外水头关系式,则基本上能够反映疏干过程中侧向的不稳定补给情况。因此决定在预测矿坑涌水量的计算中,根据疏干稳定情况分别采用抽水试验时非稳定段和稳定段资料建立的不同内外水头关系曲线作为下推预测的依据,即在模拟疏干过程时,采用了抽水试验最大降深时非稳定段的内外水头关系曲线作为下推依据,而当水头降至预定的疏干水平时,再换用三个稳定段的内外水头关系曲线进行稳定动流量的计算。这样的计算结果,更能反映实际情况。

5.4.2 有限单元法

有限单元法是根据变分原理来求解某些数学、物理问题的一种数值计算方法。近十几年来,随着计算机在水文地质领域里的推广应用,它已被广泛地应用于地下水资源的开采评价和矿区疏干等各种复杂的水文地质计算工作中,取得了良好的效果。

目前,在求解地下水渗流运动问题中常用的有限单元法主要有:根据变分原理用变分法来推导单元结点方程的单元变分法;引入一个权函数来推导结点方程的伽辽金法;还有直接从水均衡原理出发来求解非稳定流问题的单元均衡法以及“首先应用解析法来确定第一类边界上各结点的变水头值,然后应用有限单元法来计算内结点及第二类边界上各结点的变水头值”的“BT”法等。这些方法虽然在求解问题的途径上有所不同,但它们最终得出的结果都基本相同,它们所依据的基本原理和数学基础也基本一致,仅在局部问题的处理方法上有所差异,因此,它们都具有一定的实用价值。

应该指出,在矿区疏干排水条件下,地下水渗流运动往往都是某种复杂的三维空间渗流运动,而当前对地下水三维渗流空间变化的研究以及测试和计算手段等都还很不完善,因此在实践中,一般都是把地下水渗流运动简化为二维平面渗流问题来研究。上述几种有

坑道涌水量计算汇总表

表 3-5-27

疏干方案		疏干时间	疏干水量 (m ³ /d)	疏干时间 (d)	疏干稳定时间 (d)	稳定动流量 (m ³ /d)					总 计						
疏干阶段		疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)										
疏干时间		疏干水位标高 (m)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)										
疏干时间		疏干水位标高 (m)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)										
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干方案		疏干时间					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					总 计
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m ³ /d)					
疏干时间		疏干水位标高 (m)					疏干水量 (m ³ /d)					“天窗”垂直补给量 (m					

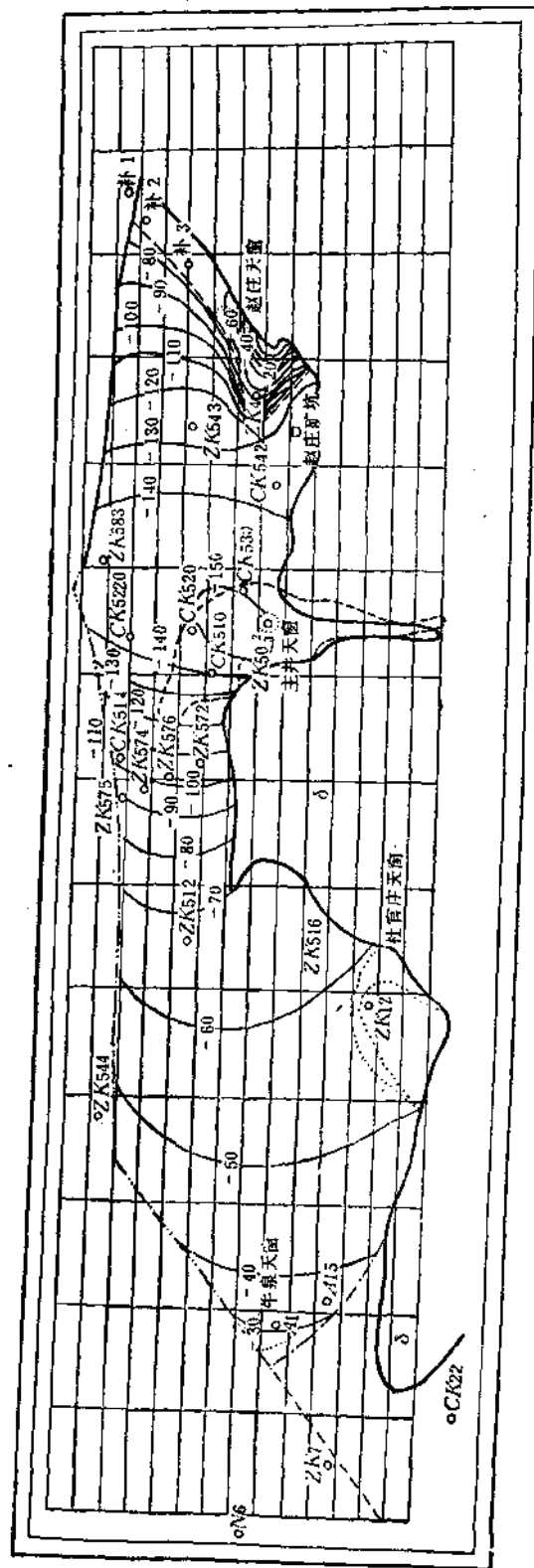


图 3-5-54 平水期 -150m 水平疏干过程水位等值线图

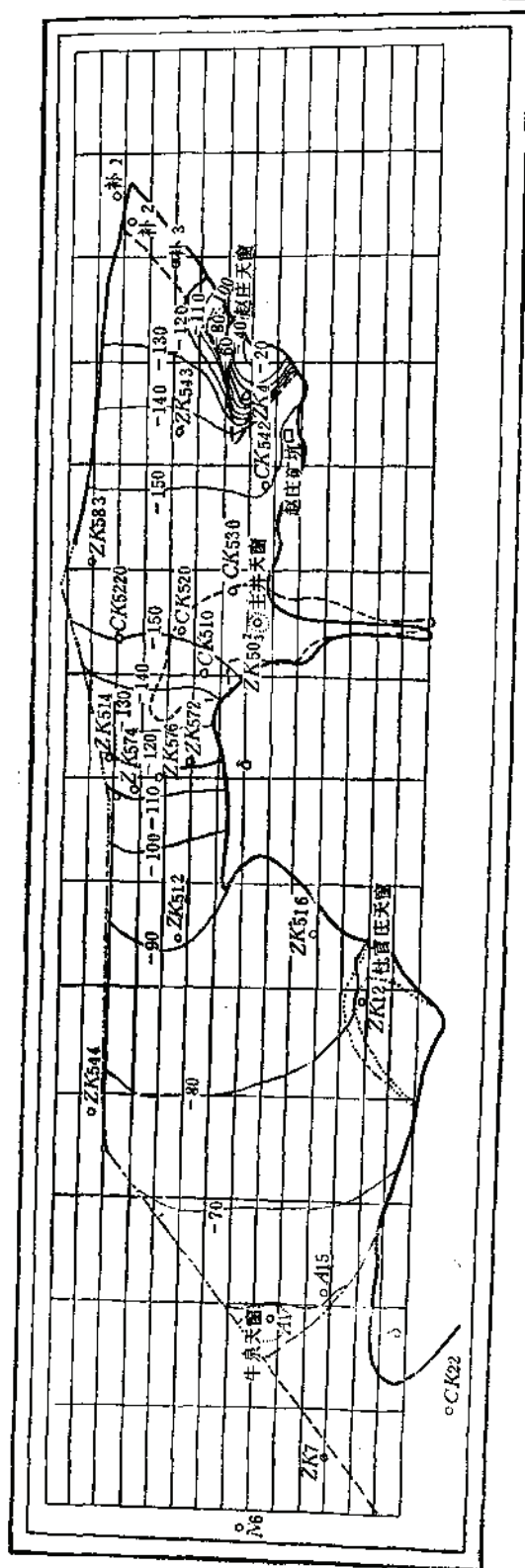


图 3-5-55 平水期 -150m 水平疏干稳定水位等值线图

限单元法也都是用来计算和处理二维平面渗流运动问题的。此外,还应该说明,在矿区疏干水文地质计算中,一般遇到的多为非稳定流问题,有限单元法也多用于求解比较复杂的非稳定流问题,而较少用于稳定流问题。因此,下面也将侧重于介绍有限单元法在求解地下水非稳定流问题中的应用。

用于求解地下水渗流问题的有限单元法,通常都是以变分原理和剖分插值为基础,根据泛函求极值与欧拉方程的等价性,把描述地下水渗流运动的偏微分方程的定解问题转化为求泛函的极值问题,然后通过对定解区域进行区域剖分和分片插值,用线性插值函数来建立单元结点方程,从而把求泛函的极值问题转化为线性常微分方程组的初值问题,再运用逐步积分近似法把常微分方程组进一步转化为线性代数方程组,最后再通过直接法或迭代法求解代数方程组的近似数值解。

应用有限单元法求解地下水渗流运动问题的过程,简单地说,就是首先根据定解区域的地质、水文地质条件和勘测资料合理地划分渗流计算区的范围,确定其边界条件和初值条件,提出符合该地区实际情况的地下水渗流运动的数学模型。然后,把渗流计算区剖分为有限多个单元,并在每个单元上构造插值函数来近似地代替曲面函数,建立单元结点方程,再利用变分原理或能量极小原理,求得平衡状态时地下水渗流计算区每个待求结点的水头近似数值解。最后,根据矿区疏干要求,通过数值模拟来预测疏干过程,求出不同时期不同疏干水平时的疏干稳定漏斗和稳定动流量。这就是用有限单元法求解的简要过程。其具体方法与步骤简述于后。

5.4.2.1 地下水非稳定流数学模型的建立

地下水非稳定流的数学模型是由地下水非稳定流的偏微分方程(基本方程)和定解条件(初始条件及边界条件)构成的,基本方程和定解条件构成了地下水非稳定渗流运动的定解问题,也就是所谓数学模型。

1. 地下水非稳定流的偏微分方程

在地下水运动为平面流,含水层为均质、不等厚、各向异性,含水层上下部有弱透水层,并有越流补给或大气降雨垂向渗入的假设条件下,地下水非稳定流的偏微分方程一般具有如下形式:

1) 承压水非稳定流的偏微分方程

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(T_1 \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T_2 \frac{\partial H}{\partial y} \right) + \varepsilon - \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) = \mu^* \frac{\partial H}{\partial t} \quad (3-5-118)$$

式中

$H = H(x, y, t)$ —— 计算域 Ω 内任一时刻的水头标高, m;

$T_1, T_2 = K_1 M, K_2 M$ —— 导水系数, m^2/d ;

$K_1, K_2 = K_1(x, y), K_2(x, y)$ —— 渗透系数, m/d ;

$M = M(x, y)$ —— 承压含水层厚度, m;

$\mu^* = \mu^*(x, y)$ —— 储水系数(弹性给水度), 无量纲;

$\varepsilon = \varepsilon(x, y)$ —— 补给强度, $\text{m}^3/\text{d} \cdot \text{m}^2$;

Q_r —— 区域 Ω 内第 r 口井的抽水量, m^3/d , 井的坐标为 (x_r, y_r) ;

$\delta(x - x_r), \delta(y - y_r)$ —— 对应于井 (x_r, y_r) 处的 δ 函数, $1/\text{m}^2$ 。

2) 潜水非稳定流的偏微分方程

$$\begin{aligned} & \frac{\partial}{\partial x} \left[K_1 (H - B) \frac{\partial H}{\partial x} \right] + \frac{\partial}{\partial y} \left[K_2 (H - B) \frac{\partial H}{\partial y} \right] + \varepsilon \\ & - \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x - x_r) \delta(y - y_r) = \mu \frac{\partial H}{\partial t} \end{aligned} \quad (3-5-119)$$

式中 $H(x, y, t)$ —— 潜水含水层的水位, m ;

B —— 含水层底板高程, m ;

μ —— 给水度;

其它符号同前。

3) 潜水和承压水通用的非稳定流偏微分方程

$$\begin{aligned} & \frac{\partial}{\partial x} \left(K_1 M \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_2 M \frac{\partial H}{\partial y} \right) + Q + \frac{K_z}{d_z} (H_z - H) \\ & = \mu \frac{\partial H}{\partial t} \end{aligned} \quad (3-5-120)$$

式中 $H = H(x, y, t)$ —— 承压水头或潜水水位, m ;

M —— 含水层厚度, m ; 承压水时 $M = Z_\mu - Z_e$, 潜水时 $M = H - Z_e$;

Z_μ —— 含水层顶板标高, m ;

Z_e —— 含水层底板标高, m ;

K_1, K_2 —— 为沿 x 及 y 轴的含水层渗透系数, m/d ;

Q —— 单位面积单位时间井的抽水量或人工注入量, $Q > 0$ 表示注入量, $Q < 0$ 表示水抽量, m^3/d ;

H_z —— 越流层的水头, m ;

K_z —— 越流层的渗透系数, m/d ;

d_z —— 越流所经过的垂直距离, m ;

μ —— 承压水时的储水系数或潜水时的给水度;

其它符号同前。

2. 定解条件

地下水非稳定流的偏微分方程和一般的常微分方程一样具有多解性, 而我们所需要的却是满足某一具体条件下的偏微分方程的特定解。这就需要根据每个特定区域的具体情况, 对所确定的偏微分方程施加某种约束条件, 即定解条件, 包括初始条件和边界条件。

1) 初始条件

它是指地下水初始状态下的水位(为已知水位), 但并不要求它一定是地下水的原始水

位,它可以是某一给定计算时段开始时水位,并可用如下形式来表达:

$$H(x, y, t) \Big|_{t=0} = H_0(x, y) \quad (3-5-121)$$

2) 边界条件

含水层的边界条件,一般可划分为如下三类:

(1) 第一类边界条件 Γ_1 : 为已知水位边界,即边界上的水位是已知值(无限平面上变水头边界,常水头边界为其特例),其表达式为:

$$H(x, y, t) \Big|_{\Gamma_1} = H_1(x, y) \quad (3-5-122)$$

(2) 第二类边界条件 Γ_2 : 为已知流量边界(有限平面上阻水边界,隔水边界 $Q' = 0$ 为其特例),即边界上侧向补给量 $Q'(t)$ 为已知(边界 Γ_2 上单位时间单位长度或面积的流入或流出水量为已知),其表达式为:

$$\left[T_1 \frac{\partial H}{\partial x} \cos(\vec{n}, x) + T_2 \frac{\partial H}{\partial y} \cos(\vec{n}, y) \right] \Big|_{\Gamma_2} = -Q'(x, y, t) \quad (3-5-123)$$

$(x, y) \in \Gamma_2, t > 0$

当 Γ_2 为隔水边界时,则上式中 $Q' = 0$ 。

(3) 第三类边界条件 $\Gamma_1 + \Gamma_2$: 为第一类和第二类混合边界条件,即在计算域 Ω 边界上,既有第一类边界条件,又有第二类边界条件,其表达式为:

$$\left. \begin{aligned} H(x, y, t) \Big|_{\Gamma_1} &= H_1(x, y) \\ -KM \frac{\partial H}{\partial n} \Big|_{\Gamma_2} &= Q'(t) \end{aligned} \right\} \quad (3-5-124)$$

3. 常见的几个数学模型

在实施任何有限单元法以前,首先必需建立起符合研究对象实际情况的地下水非稳定流运动的定解问题,而定解问题又是由非稳定流的偏微分方程和定解条件所组成的,不同的偏微分方程和定解条件,或相同的偏微分方程和不同的定解条件,可以组成各种不同的定解问题,即数学模型。现将几种常见的数学模型列出如下:

(1) 承压水,具第一类边界条件(Γ_1 为 Ω 的全部边界)的非稳定流定解问题。

$$\left. \begin{aligned} &\frac{\partial}{\partial x} \left(T_1 \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T_2 \frac{\partial H}{\partial y} \right) + Q \\ &- \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x - x_r) \delta(y - y_r) = \mu \frac{\partial H}{\partial t} \\ &\quad (x, y) \in \Omega, t > 0 \\ &H(x, y, t) \Big|_{t=0} = H_0(x, y) \quad (x, y) \in \Omega \\ &H(x, y, t) \Big|_{\Gamma_1} = H_1(x, y, t) \\ &\quad (x, y) \in \Gamma_1, t > 0 \end{aligned} \right\} \quad (3-5-125)$$

(2) 承压水, 具第二类边界条件 (Γ_2 为 Ω 的全部边界) 的非稳定流定解问题。

$$\left. \begin{aligned} & \frac{\partial}{\partial x} \left(T_1 \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T_2 \frac{\partial H}{\partial y} \right) + Q \\ & - \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) = \mu \frac{\partial H}{\partial t} \\ & (x, y) \in \Omega, t > 0 \\ & H(x, y, t) \Big|_{t=0} = H_0(x, y) \\ & (x, y) \in \Omega \\ & \left[T_1 \frac{\partial H}{\partial x} \cos(\vec{n}, x) + T_2 \frac{\partial H}{\partial y} \cos(\vec{n}, y) \right] \Big|_{\Gamma_2} \\ & = -Q'(t) \quad (x, y) \in \Gamma_2, t > 0 \end{aligned} \right\} \quad (3-5-126)$$

(3) 承压水, 具第三类混合边界条件 ($\Gamma_1 + \Gamma_2$ 为 Ω 的全部边界) 的非稳定流定解问题。

$$\left. \begin{aligned} & \frac{\partial}{\partial x} \left(T_1 \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T_2 \frac{\partial H}{\partial y} \right) + Q \\ & - \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) = \mu \frac{\partial H}{\partial t} \\ & (x, y) \in \Omega, t > 0 \\ & H(x, y, t) \Big|_{t=0} = H_0(x, y) \quad (x, y) \in \Omega \\ & H(x, y, t) \Big|_{\Gamma_1} = H_1(x, y, t) \\ & (x, y) \in \Gamma_1, t > 0 \\ & \left[T_1 \frac{\partial H}{\partial x} \cos(\vec{n}, x) + T_2 \frac{\partial H}{\partial y} \cos(\vec{n}, y) \right] \Big|_{\Gamma_2} \\ & = -Q'(t) \quad (x, y) \in \Gamma_2, t > 0 \end{aligned} \right\} \quad (3-5-127)$$

(4) 潜水, 具第一类边界条件 (Γ_1 为 Ω 的全部边界) 的非稳定流定解问题。

$$\left. \begin{aligned} & \frac{\partial}{\partial x} \left(K_1 H \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_2 H \frac{\partial H}{\partial y} \right) + Q \\ & - \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) = \mu \frac{\partial H}{\partial t} \\ & (x, y) \in \Omega, t > 0 \\ & H(x, y, t) \Big|_{t=0} = H_0(x, y) \quad (x, y) \in \Omega \\ & H(x, y, t) \Big|_{\Gamma_1} = H_1(x, y, t) \\ & (x, y) \in \Gamma_1, t > 0 \end{aligned} \right\} \quad (3-5-128)$$

(5) 潜水, 具第二类边界条件 (Γ_2 为 Ω 的全部边界) 的非稳定流定解问题 (井点放在结点上)

$$\left. \begin{aligned} & \frac{\partial}{\partial x} \left(K_1 H \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_2 H \frac{\partial H}{\partial y} \right) + Q \\ & - \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) = \mu \frac{\partial H}{\partial t} \\ & (x, y) \in \Omega, t > 0 \\ & H(x, y, t) \Big|_{t=0} = H_0(x, y) \quad (x, y) \in \Omega \\ & \left[K_1 H \frac{\partial H}{\partial x} \cos(\vec{n}, x) + K_2 H \frac{\partial H}{\partial y} \cos(\vec{n}, y) \right] \Big|_{\Gamma_2} \\ & = Q'(t) \\ & (x, y) \in \Gamma_2, t > 0 \end{aligned} \right\} \quad (3-5-129)$$

(6) 潜水, 具第三类混合边界条件 ($\Gamma_1 + \Gamma_2$ 为 Ω 的全部边界) 的非稳定流定解问题

$$\left. \begin{aligned} & \frac{\partial}{\partial x} \left(K_1 H \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_2 H \frac{\partial H}{\partial y} \right) + Q \\ & - \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) = \mu \frac{\partial H}{\partial t} \\ & (x, y) \in \Omega, t > 0 \\ & H(x, y, t) \Big|_{t=0} = H_0(x, y) \quad (x, y) \in \Omega \\ & H(x, y, t) \Big|_{\Gamma_1} = H_1(x, y, t) \\ & (x, y) \in \Gamma_1, t > 0 \\ & \left[K_1 H \frac{\partial H}{\partial x} \cos(\vec{n}, x) + K_2 H \frac{\partial H}{\partial y} \cos(\vec{n}, y) \right] \Big|_{\Gamma_2} \\ & = -Q'(t) \\ & (x, y) \in \Gamma_2, t > 0 \end{aligned} \right\} \quad (3-5-130)$$

(7) 潜水和承压水混合型, 具第三类混合边界条件 ($\Gamma_1 + \Gamma_2$ 为 Ω 的全部边界) 有越流补给时的非稳定流定解问题 (观测孔放在结点上)

$$\left. \begin{aligned}
 & \frac{\partial}{\partial x} \left(K_1 M \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_2 M \frac{\partial H}{\partial y} \right) + Q \\
 & + \frac{K_z}{d_z} (H_z - H) = \mu \frac{\partial H}{\partial t} \quad (x, y) \in \Omega, t > 0 \\
 & H(x, y, t) \Big|_{t=0} = H_0(x, y) \quad (x, y) \in \Omega \\
 & H(x, y, t) \Big|_{\Gamma_1} = H_1(x, y, t) \\
 & \quad \quad \quad (x, y) \in \Gamma_1, t > 0 \\
 & \left[K_1 M \frac{\partial H}{\partial x} \frac{dy}{ds} - K_2 M \frac{\partial H}{\partial y} \frac{dx}{ds} \right] \Big|_{\Gamma_2} \\
 & = rH + Q'_2 \\
 & \quad \quad \quad (x, y) \in \Gamma_2, t > 0
 \end{aligned} \right\} \quad (3-5-131)$$

式中 $Q'(t)$ ——边界上已知的侧向补给量（即在边界 Γ_2 上的单位时间单位长度或面积的流入或流出水量）， $m^3/d \cdot m$ 或 $m^3/d \cdot m^2$ ；

Q'_z ——不受弱透水层影响的单宽侧向补给量， m^3/d ； $Q'_z > 0$ 表示流入 Ω 内， $Q'_z < 0$ 表示从 Ω 域内流出；

r ——比例系数， m^2/d ；

rH ——侧向弱渗透量， m^3/d ；

其余符号同前。

5.4.2.2 区域剖分和分片插值

一般情况下，区域地下水的水头分布通常都是某种曲面，为了求解区域 Ω 内某一点的水头 $H(x, y, t)$ 的近似解，在有限单元法中，首先就要求将区域 Ω 剖分成有限多个小单元，并依次对每个单元进行线性插值，用线性插值函数来近似地代替单元上的水头曲面函数。把各个单元的插值加以合并，就得到区域 Ω 的总体插值。由于线性插值函数在空间几何图象上为一平面，而水头分布通常为一曲面，所以在单元上的线性插值就是用一个平面去近似地代替一个曲面，而在总体上就是用有限多个平面拼接而成的一个多棱壳体去近似地代替区域 Ω 的整个水头分布曲面，这就是所谓的剖分与插值。

1. 区域剖分

区域剖分就是把定解区域划分为有限多个小单元，单元的几何图形一般为三角形或矩形，对于二维平面问题多采用三角形，因为三角形单元在布局时比较灵活方便，并能较好地适应复杂的边界形状。在划分三角形单元时，应遵循如下划分原则：

(1) 首先根据矿区水文地质特征和区域内观测孔网和抽水井点的分布情况，将计算区域 Ω 剖分成有限多个大小不等，形状不同，疏密相间的三角形单元体。单元体的数量视计算域的大小、地下水动力条件以及要求的计算精度而定。一般来说，单元划分得越小越密，计算精度也较高，所以，在对水头分布情况需要了解得较详细的地段，在水头变化较为剧烈的地段以及在靠近抽水井附近的地段，单元就应当小一些，密一些。反之，在较次要的部位，水头比较平缓的部位，远离抽水井的地段以及靠近边界附近地段，单元就可大

一些,疏一些。但是单元划分过多也是没有必要的,因为这不但将大量增加计算工作量,而且由于逐个单元累积计算误差的影响,反而可能降低计算精度。

(2) 三角形单元的三个顶点称为结点,位于计算域内的结点称为内结点,位于边界上的结点称为外结点。在划分单元时,所有的观测孔原则上都应取为结点,抽水井也应尽可能取为结点或使它位于三角形单元的形心附近。第一类边界 Γ_1 与第二类边界 Γ_2 的交接点必须取为结点,而且都作为第一类边界的外结点来处理。

(3) 每个三角形单元的三个结点同时也应该是相邻单元的结点。各个三角形单元的任何一条边上都不允许出现其它单元的结点。

(4) 要使外结点所连成的折线边界尽量地靠近原始边界。

(5) 要使含有抽水井的三角形单元的某一边线平行于坐标 y 轴。其它无抽水井的单元则可不受此限制。

(6) 要正确安排结点编号顺序。一般是先编内结点的序号,其次编第二类边界外结点的序号,最后编第一类边界外结点的序号。这种编号方法有利于计算机自动识别已知结点和未知结点,从而可节省机时。同时,每个三角形单元的三个结点也要按一定次序(i, j, k)来排列,为了避免三角形单元面积出现负值, (i, j, k)的次序应按逆时针方向排列。至于三角形单元的单元编号顺序则并无严格要求。

上述区域剖分原则可举例示于图3-5-56中。

2. 分片插值

分片插值就是按单元分别插值。对于地下水二维平面流问题,一般采用线性插值,用线性插值函数去近似地模拟单元水头的曲面分布函数。

现任意取第 m 个单元为例(图3-5-57),设该单元的三个结点逆时针方向排列的编号为 i, j, k ;其结点座标为 $i(x_i, y_i), j(x_j, y_j), k(x_k, y_k)$;结点的水头为 H_i, H_j, H_k 。

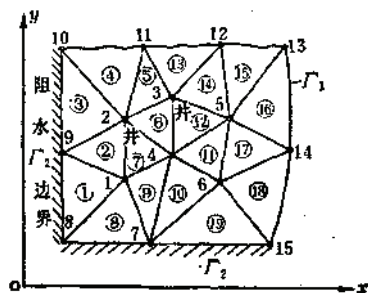


图 3-5-56 三角形单元剖分示意图

①~⑮单元号, 1~15—结点号

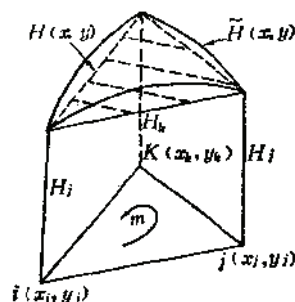


图 3-5-57 单元水头曲面与结点水头插值

现设第 m 个单元上的水头函数为:

$$H = a_1 + a_2 x + a_3 y \quad (3-5-132)$$

式中的 a_1, a_2, a_3 为待定系数,并由单元上三个结点的水头 H_i, H_j, H_k 来决定,即

$$\left. \begin{aligned} H_i &= a_1 + a_2 x_i + a_3 y_i \\ H_j &= a_1 + a_2 x_j + a_3 y_j \\ H_k &= a_1 + a_2 x_k + a_3 y_k \end{aligned} \right\} \quad (3-5-133)$$

解此方程组, 就得:

$$\left. \begin{aligned} a_1 &= \frac{1}{2\Delta m} (a_i H_i + a_j H_j + a_k H_k) \\ a_2 &= \frac{1}{2\Delta m} (b_i H_i + b_j H_j + b_k H_k) \\ a_3 &= \frac{1}{2\Delta m} (c_i H_i + c_j H_j + c_k H_k) \end{aligned} \right\} \quad (3-5-134)$$

式中 $a_i = x_j y_k - x_k y_j$, $a_j = x_k y_i - x_i y_k$, $a_k = x_i y_j - x_j y_i$

$b_i = y_j - y_k$, $b_j = y_k - y_i$, $b_k = y_i - y_j$

$c_i = x_k - x_j$, $c_j = x_i - x_k$, $c_k = x_j - x_i$

而第 m 个三角形单元的面积 Δm 则为:

$$\begin{aligned} \Delta m &= \frac{1}{2} \begin{vmatrix} 1 & x_i & y_i \\ 1 & x_j & y_j \\ 1 & x_k & y_k \end{vmatrix} \\ &= \frac{1}{2} [x_i(y_j - y_k) + x_j(y_k - y_i) + x_k(y_i - y_j)] \\ &= \frac{1}{2} (b_i c_j - b_j c_i) \end{aligned} \quad (3-5-135)$$

把上列数值代入 3-5-132 中, 即得 m 单元上水头的线性插值函数为:

$$\begin{aligned} H &= \frac{1}{2\Delta m} [(a_i + b_i x + c_i y) H_i + (a_j + b_j x + c_j y) H_j + \\ &\quad + (a_k + b_k x + c_k y) H_k] \end{aligned} \quad (3-5-136)$$

随着 m 单元在定解区域中位置的变换, 结点水头 H_i, H_j, H_k 的值也随之而变化, 因此上式 (3-5-136 式) 实际上也就是整个定解区域的水头插值函数。这就是说, 如果我们知道三角形单元上三个结点的水头变化值, 就可以通过上述插值函数来确定该单元范围内的水头变化数值。于是, 反过来就可以把预报整个定解区域范围内水头变化的问题变为预报这一区域内的一批单元结点水头变化的问题, 也就是把求定解区域的连续水头函数离散为求有限个结点水头值的问题。所以说, 有限单元法就是把空间水头曲面函数近似地变为空间三角形平面函数来计算, 而三角形平面函数又可以近似地变为三个结点水头值的计算。

5.4.2.3 结点线性常微分方程的推导

1. 应用变分原理推导结点方程

所谓变分原理就是根据泛函求极值与欧拉方程等价的原理把偏微分方程的定解问题转化为求某个泛函的极值问题。下面简单介绍如何利用变分原理把描述地下水运动的偏微分方程的定解问题转化为泛函求极值的问题, 然后利用三角形单元插值函数将单元泛函的极值问题转化为常微分方程的初值问题。

1) 渗流计算区泛函 J 的确定

现以渗流区含水层有越流补给, 并且有第一类边界和第二类边界的混合型边界条件的潜水和承压水通用的非稳定流定解问题为例, 其模型如下:

$$\left. \begin{aligned} & \frac{\partial}{\partial x} \left(K_1 M \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_2 M \frac{\partial H}{\partial y} \right) + Q + \frac{K_z}{d_z} (H_z - H) \\ & = \mu \frac{\partial H}{\partial t} \quad (x, y) \in \Omega, t > 0 \\ & H(x, y, t) \Big|_{t=0} = H_0(x, y) \quad (x, y) \in \Omega \\ & H(x, y, t) \Big|_{\Gamma_1} = H_1(x, y, t) \quad (x, y) \in \Gamma_1, t > 0 \\ & \left(K_1 M \frac{\partial H}{\partial x} \cdot \frac{dy}{ds} - K_2 M \frac{\partial H}{\partial y} \cdot \frac{dx}{ds} \right) \Big|_{\Gamma_2} = q + rH \\ & \quad (x, y) \in \Gamma_2, t > 0 \end{aligned} \right\} \quad (3-5-137)$$

可以证明, 上述偏微分方程的定解问题可以与下列泛函 J 的极值问题等价, 即:

$$\left. \begin{aligned} J = & \iint_{\Omega} \left[\frac{1}{2} K_1 M \left(\frac{\partial H}{\partial x} \right)^2 + \frac{1}{2} K_2 M \left(\frac{\partial H}{\partial y} \right)^2 + \frac{1}{2} \frac{K_z}{d_z} H^2 \right. \\ & \left. - \left(Q - \mu \frac{\partial H}{\partial t} + \frac{K_z}{d_z} H_z \right) H \right] dx dy \\ & - \int_{\Gamma_2} \left(\frac{1}{2} r H^2 + q H \right) ds = \min \\ & \quad (x, y) \in \Omega, t > 0 \\ & H(x, y, t) \Big|_{t=0} = H_0(x, y) \quad (x, y) \in \Omega \\ & H(x, y, t) \Big|_{\Gamma_1} = H_1(x, y, t) \quad (x, y) \in \Gamma_1, t > 0 \end{aligned} \right\} \quad (3-5-138)$$

上式的泛函 J 就是地下水渗流计算区的总势能。式中, 在计算区 Ω 的插值函数 H 可由前述的式 3-5-136 来计算, 在 Γ_2 边界上的插值函数 H 则可由后面的式 3-5-147 来计算。

上述等价性依变分原理可证明如下:

若有泛函:

$$J = \iint_{\Omega} F(x, y, u, u_x, u_y) dx dy + \int_{\Gamma_2} \phi(s, u, u_s) ds$$

则相应的欧拉方程为:

$$Fu - \frac{\partial}{\partial x} (Fu_x) - \frac{\partial}{\partial y} (Fu_y) = 0$$

设 $u = H$,

$$F = \frac{1}{2} K_1 M \left(\frac{\partial H}{\partial x} \right)^2 + \frac{1}{2} K_2 M \left(\frac{\partial H}{\partial y} \right)^2 - \left(Q - \mu \frac{\partial H}{\partial t} + \frac{K_z}{d_z} H_z \right) H + \frac{1}{2} \frac{K_z}{d_z} H^2$$

$$\phi = -\left(\frac{1}{2}rH^2 + qH\right)$$

则有:

$$\begin{aligned} Fu &= -\left(Q - \mu \frac{\partial H}{\partial t} + \frac{K_z}{d_z} H_z\right) + \frac{K_z}{d_z} H \\ &= -\left[Q - \mu \frac{\partial H}{\partial t} + \frac{K_z}{d_z} (H_z - H)\right] \end{aligned}$$

$$FH_x = K_1 M \frac{\partial H}{\partial x}, \quad FH_y = K_2 M \frac{\partial H}{\partial y},$$

$$\phi H = -(rH + q), \quad \phi H_z = 0$$

故相应的欧拉方程为:

$$-\left[Q - \mu \frac{\partial H}{\partial t} + \frac{K_z}{d_z} (H_z - H) - \frac{\partial}{\partial x} \left(K_1 M \frac{\partial H}{\partial x}\right) - \frac{\partial}{\partial y} \left(K_2 M \frac{\partial H}{\partial y}\right)\right] = 0$$

$$\text{即} \quad \frac{\partial}{\partial x} \left(K_1 M \frac{\partial H}{\partial x}\right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_2 M \frac{\partial H}{\partial y}\right) + Q + \frac{K_z}{d_z} (H - H_z) = \mu \frac{\partial H}{\partial t}$$

而相应的边界条件则为:

$$K_1 M \frac{\partial H}{\partial x} \cdot \frac{dy}{ds} - K_2 M \frac{\partial H}{\partial y} \frac{dx}{ds} + [-(rH + q)] \Big|_{\Gamma_2} = 0$$

$$\text{即} \quad K_1 M \frac{\partial H}{\partial x} \frac{dy}{ds} - K_2 M \frac{\partial H}{\partial y} \frac{dx}{ds} \Big|_{\Gamma_2} = rH - q$$

2) 每个三角形单元上泛函 J_m^e 的确定

整个计算区内三角形单元总和的泛函为 J_I , 而每个三角形单元的泛函为 J_m^e , 其关系式为:

$$J_I = \sum_m J_m^e \quad (3-5-139)$$

单元泛函 J_m^e 由下式确定:

$$\begin{aligned} J_m^e &= \iint_{\Delta_m} \left[\frac{1}{2} K_1 M \left(\frac{\partial H}{\partial x} \right)^2 + \frac{1}{2} K_2 M \left(\frac{\partial H}{\partial y} \right)^2 + \frac{1}{2} \frac{K_z}{d_z} H^2 - \right. \\ &\quad \left. - \left(Q - \mu \frac{\partial H}{\partial t} + \frac{K_z}{d_z} H_z \right) H \right] dx dy \end{aligned} \quad (3-5-140)$$

由于上式中有 $\frac{\partial H}{\partial x}$ 和 $\frac{\partial H}{\partial y}$, 故要解上式必须先用式3-5-136的插值函数 H 对 x, y 求偏

导数。为此, 可先将式3-5-136写成矩阵形式, 即:

$$\begin{aligned} H &= \frac{1}{2\Delta_m} [(a_i + b_i x + c_i y)H_i + (a_j + b_j x + c_j y)H_j + \\ &\quad + (a_k + b_k x + c_k y)H_k] \\ &= [N]\{H_m^e\} \end{aligned} \quad (3-5-141)$$

式中 $[N] = [N_i^m \quad N_j^m \quad N_k^m]$,

$$N_i^m = \frac{1}{2\Delta_m}(a_i + b_i x + c_i y);$$

$$N_j^m = \frac{1}{2\Delta_m}(a_j + b_j x + c_j y);$$

$$N_k^m = \frac{1}{2\Delta_m}(a_k + b_k x + c_k y);$$

$$\{H_m^e\} = \begin{Bmatrix} H_i \\ H_j \\ H_k \end{Bmatrix}$$

由式3-5-136可得:

$$\begin{aligned} \frac{\partial H}{\partial x} &= \frac{1}{2\Delta_m} [b_i H_i + b_j H_j + b_k H_k] \\ &= \frac{1}{2\Delta_m} [b_i \quad b_j \quad b_k] \begin{Bmatrix} H_i \\ H_j \\ H_k \end{Bmatrix} \\ &= \frac{1}{2\Delta_m} [b_i \quad b_j \quad b_k] \{H_m^e\} \\ \left(\frac{\partial H}{\partial x}\right)^2 &= \frac{1}{4\Delta_m^2} ([b_i \quad b_j \quad b_k] \{H_m^e\})^T ([b_i \quad b_j \quad b_k] \{H_m^e\}) \\ &= \frac{1}{4\Delta_m^2} \{H_m^e\}^T \begin{Bmatrix} b_i \\ b_j \\ b_k \end{Bmatrix} [b_i \quad b_j \quad b_k] \{H_m^e\} \\ &= \frac{1}{4\Delta_m^2} \{H_m^e\}^T \begin{Bmatrix} b_i b_i & b_i b_j & b_i b_k \\ b_j b_i & b_j b_j & b_j b_k \\ b_k b_i & b_k b_j & b_k b_k \end{Bmatrix} \{H_m^e\} \end{aligned} \quad (3-5-142)$$

同理可得:

$$\frac{\partial H}{\partial y} = \frac{1}{2\Delta_m} [c_i \ c_j \ c_k] \{H_m^e\}$$

$$\left(\frac{\partial H}{\partial y}\right)^2 = \frac{1}{4\Delta_m^2} \{H_m^e\}^T \begin{pmatrix} C_i C_i & C_i C_j & C_i C_k \\ C_j C_i & C_j C_j & C_j C_k \\ C_k C_i & C_k C_j & C_k C_k \end{pmatrix} \{H_m^e\} \quad (3-5-143)$$

把式(3-5-142)和式(3-5-143)代入式(3-5-140)单元泛函 J_m^e 中,可得:

$$\begin{aligned} J_m^e = & \frac{1}{8\Delta_m^2} \iint_{\Delta_m} K_1 M \{H_m^e\}^T [B \ B] \{H_m^e\} dx dy \\ & + \frac{1}{8\Delta_m^2} \iint_{\Delta_m} K_2 M \{H_m^e\}^T [C \ C] \{H_m^e\} dx dy \\ & + \iint_{\Delta_m} \left[\left(\frac{1}{2} \frac{K_z}{dz} ([N] \{H_m^e\}) - (Q - \mu \frac{\partial H}{\partial t} \right. \right. \\ & \left. \left. + \frac{K_z}{dz} H_z) ([N] \{H_m^e\}) \right) \right] dx dy \end{aligned} \quad (3-5-144)$$

式中:

$$[BB] = \begin{pmatrix} b_i b_i & b_i b_j & b_i b_k \\ b_j b_i & b_j b_j & b_j b_k \\ b_k b_i & b_k b_j & b_k b_k \end{pmatrix}$$

$$[CC] = \begin{pmatrix} C_i C_i & C_i C_j & C_i C_k \\ C_j C_i & C_j C_j & C_j C_k \\ C_k C_i & C_k C_j & C_k C_k \end{pmatrix}$$

上式就是单元泛函 J_m^e 与结点水头 H_i, H_j, H_k 建立的关系式。

3) 单元泛函 J_m^e 的积分

在建立了 J_m^e 与 H_i, H_j, H_k 的关系式后,下一步就是对式3-5-144求积分。

(1) 对第一、二项求积分

$$\begin{aligned} & \frac{1}{8\Delta_m^2} \iint_{\Delta_m} K_1 M \{H_m^e\}^T [BB] \{H_m^e\} dx dy + \\ & + \frac{1}{8\Delta_m^2} \iint_{\Delta_m} K_2 M \{H_m^e\}^T [CC] \{H_m^e\} dx dy \\ & = \frac{1}{8\Delta_m^2} \left(K_1 M \{H_m^e\}^T [BB] \{H_m^e\} + K_2 M \{H_m^e\}^T \times \right. \\ & \left. \times [CC] \{H_m^e\} \right) \iint_{\Delta_m} dx dy \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 &= \frac{M}{8 \Delta m} \left(K_1 \{H_m^e\}^T [BB] \{H_m^e\} + K_2 \{H_m^e\}^T [CC] \{H_m^e\} \right) \\
 &= \frac{M}{8 \Delta m} \left(\{H_m^e\}^T [B]^T \begin{pmatrix} K_1 & 0 \\ 0 & K_2 \end{pmatrix} [B] \{H_m^e\} \right)
 \end{aligned}$$

式中:

$$[B] = \begin{pmatrix} b_i & b_j & b_k \\ c_i & c_j & c_k \end{pmatrix}, \quad [\dot{B}]^T = \begin{pmatrix} b_i & c_i \\ b_j & c_j \\ b_k & c_k \end{pmatrix}$$

(2) 对第三项求积分

$$\begin{aligned}
 &\iint_{\Delta m} \frac{1}{2} \frac{K_z}{dz} ([N] \{H_m^e\})^2 dx dy \\
 &= \frac{1}{2} \frac{K_z}{dz} \iint_{\Delta m} ([N] \{H_m^e\}) ([N] \{H_m^e\}) dx dy \\
 &= \frac{1}{2} \frac{K_z}{dz} \iint_{\Delta m} (\{H_m^e\}^T [N]^T) ([N] \{H_m^e\}) dx dy \\
 &= \frac{1}{2} \frac{K_z}{dz} \{H_m^e\}^T \iint_{\Delta m} [N]^T [N] dx dy \{H_m^e\} \\
 &= \frac{1}{2} \frac{K_z}{dz} \{H_m^e\}^T \frac{\Delta m}{12} \begin{pmatrix} 2 & 1 & 1 \\ 1 & 2 & 1 \\ 1 & 1 & 2 \end{pmatrix} \{H_m^e\} \\
 &= \frac{\Delta m}{24} \frac{K_z}{dz} \{H_m^e\}^T [C] \{H_m^e\}
 \end{aligned}$$

式中

$$[C] = \begin{pmatrix} 2 & 1 & 1 \\ 1 & 2 & 1 \\ 1 & 1 & 2 \end{pmatrix}$$

(3) 对第四项求积分

$$\begin{aligned}
 &\iint_{\Delta m} \mu \frac{\partial H}{\partial t} ([N] \{H_m^e\}) dx dy \\
 &= \frac{\mu \cdot \Delta m}{12} \left\{ \frac{dH_m^e}{dt} \right\}^T [C] \{H_m^e\}
 \end{aligned}$$

(4) 对第五项求积分

$$\begin{aligned}
 &\iint_{\Delta m} \Delta m \left(Q_m + \frac{K_z}{dz} H_z \right) ([N] \{H_m^e\}) dx dy \\
 &= \left(Q_m + \frac{K_z}{dz} H_z \right) \iint_{\Delta m} [N] dx dy \{H_m^e\}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&= \left(Q_m + \frac{K_z H_z}{d_z} \right) \iint_{\Delta_m} [N_i \ N_j \ N_k] dx dy \{H_m^e\} \\
&= \left(Q_m + \frac{K_z H_z}{d_z} \right) \left[\iint_{\Delta_m} N_i dx dy \right] \left[\iint_{\Delta_m} N_j dx dy \right] \left[\iint_{\Delta_m} N_k dx dy \right] \{H_m^e\} \\
&= \left(Q_m + \frac{K_z H_z}{d_z} \right) \left[\frac{\Delta_m}{3} \ \frac{\Delta_m}{3} \ \frac{\Delta_m}{3} \right] \{H_m^e\} \\
&= \frac{\Delta_m}{3} \left(\bar{Q}_m + \frac{K_z H_z}{d_z} \right) [1 \ 1 \ 1] \{H_m^e\}
\end{aligned}$$

把上面五项相加, 即得式 3-5-144 泛函 J_m^e 求积分后的结果为:

$$\begin{aligned}
J_m^e &= \frac{M}{8 \Delta_m} \left(\{H_m^e\}^T [B]^T \begin{bmatrix} K_1 & 0 \\ 0 & K_2 \end{bmatrix} [B] \{H_m^e\} \right) + \\
&+ \frac{\Delta_m}{24} \frac{K_z}{d_z} \{H_m^e\}^T [C] \{H_m^e\} + \frac{u \cdot \Delta_m}{12} \left\{ \frac{dH_m^e}{dt} \right\}^T [C] \{H_m^e\} - \\
&\frac{\Delta_m}{3} \left(\bar{Q}_m + \frac{K_z H_z}{d_z} \right) [1 \ 1 \ 1] \{H_m^e\} \quad (3-5-145)
\end{aligned}$$

4) 求单元泛函 J_m^e 对 $\{H_m^e\}$ 的导数

把上式 3-5-145 对 $\{H_m^e\}$ 求导数如下:

(1) 对第一项求导

$$\begin{aligned}
\text{设 } \varphi_1 &= \{H_m^e\}^T \frac{M}{8 \Delta_m} [B]^T \begin{bmatrix} K_1 & 0 \\ 0 & K_2 \end{bmatrix} [B] \{H_m^e\} \\
&= \{H_m^e\}^T [A] \{H_m^e\}
\end{aligned}$$

应用矩阵求导公式, 对上式求导, 则有

$$\frac{\partial \varphi_1}{\partial \{H_m^e\}} = 2 [A] \{H_m^e\} = \frac{M}{4 \Delta_m} [B]^T \begin{bmatrix} K_1 & 0 \\ 0 & K_2 \end{bmatrix} [B] \{H_m^e\}$$

(2) 对第二项求导

$$\varphi_2 = \frac{\Delta_m}{24} \frac{K_z}{d_z} \{H_m^e\}^T [C] \{H_m^e\}$$

$$\begin{aligned}
 &= \{H_m^e\}^T \frac{\Delta_m}{24} \frac{K_z}{d_z} [C] \{H_m^e\} \\
 &= \{H_m^e\}^T [A] \{H_m^e\} \\
 \frac{\partial \varphi_2}{\partial \{H_m^e\}} &= 2 [A] \{H_m^e\} = \frac{\Delta_m}{12} \frac{K_z}{d_z} [C] \{H_m^e\}
 \end{aligned}$$

(3) 对第三项求导

$$\begin{aligned}
 \varphi_3 &= \frac{\mu \Delta_m}{12} \left\{ \frac{dH_m^e}{dt} \right\}^T [C] \{H_m^e\} \\
 &= [A] \{H_m^e\} \\
 \frac{\partial \varphi_3}{\partial \{H_m^e\}} &= [E] [A]^T \\
 &= \left(\frac{\mu \Delta_m}{12} \left\{ \frac{dH_m^e}{dt} \right\}^T [C] \right)^T \\
 &= \frac{\mu \Delta_m}{12} [C]^T \left\{ \frac{dH_m^e}{dt} \right\}^{TT} \quad ([C]^T = [C]) \\
 &= \frac{\mu \Delta_m}{12} [C] \left\{ \frac{dH_m^e}{dt} \right\}
 \end{aligned}$$

(4) 对第四项求导

$$\begin{aligned}
 \varphi_4 &= -\frac{\Delta_m}{3} \left(Q_m + \frac{K_z}{d_z} H_z \right) [1 \ 1 \ 1] \{H_m^e\} \\
 &= [A] \{H_m^e\} \\
 \frac{\partial \varphi_4}{\partial \{H_m^e\}} &= [E] [A]^T = -\frac{\Delta_m}{3} \left(\bar{Q}_m + \frac{K_z}{d_z} H_z \right) \begin{Bmatrix} 1 \\ 1 \\ 1 \end{Bmatrix}
 \end{aligned}$$

将以上四项相加, 即得泛函 J_m^e 对 $\{H_m^e\}$ 求导数的结果如下:

$$\frac{\partial J_m^e}{\partial \{H_m^e\}} = \frac{M}{4 \Delta_m} [B]^T \begin{pmatrix} K_1 & 0 \\ 0 & K_2 \end{pmatrix} [B] \{H_m^e\} + \frac{\Delta_m K_z}{12 d_z} [C] \{H_m^e\}$$

$$+ \frac{\mu \cdot \Delta_m}{12} [C] \left\{ \frac{dH_m^e}{dt} \right\} - \frac{\Delta_m}{3} \left(\bar{Q}_m + \frac{K_z}{d_z} H_z \right) \begin{Bmatrix} 1 \\ 1 \\ 1 \end{Bmatrix} \quad (3-5-146)$$

5) Γ_2 边界上泛函 J_n 的确定(1) Γ_2 边界上的线性插值函数 H

设 p 、 q 为 Γ_2 边界上两个相邻的结点，其水头分别为 H_p 、 H_q ，两点间距离为 L_n ，距 p 点距离为 S 的任一断面上的水头为 H ，则当 $S=0$ 时， $H=H_p$ ； $S=L_n$ 时， $H=H_q$ ，故得 p 、 q 之间水头的线性插值函数为：

$$H = \frac{L_n - S}{L_n} H_p + \frac{S}{L_n} H_q \quad (3-5-147)$$

上式写成矩阵形式则为：

$$H = \begin{bmatrix} \frac{L_n - S}{L_n} & \frac{S}{L_n} \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} H_p \\ H_q \end{Bmatrix} \quad (3-5-148)$$

(2) 求泛函 J_n

由整个渗流计算区的泛函 J 中，可知：

$$\begin{aligned} J_n &= - \int_{L_n} \left(\frac{1}{2} r H^2 + q H \right) ds \\ &= - \frac{r L_n}{6} (H_p^2 + H_p H_q + H_q^2) - \frac{q L_n}{2} (H_p + H_q) \\ &= - \frac{r L_n}{12} \begin{Bmatrix} H_p \\ H_q \end{Bmatrix}^T \begin{bmatrix} 2 & 1 \\ 1 & 2 \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} H_p \\ H_q \end{Bmatrix} - \frac{q L_n}{2} [1 \ 1] \begin{Bmatrix} H_p \\ H_q \end{Bmatrix} \end{aligned} \quad (3-5-149)$$

(3) 泛函 J_n 求导数

$$\frac{\partial J_n}{\partial \begin{Bmatrix} H_p \\ H_q \end{Bmatrix}} = - \frac{r L_n}{6} \begin{bmatrix} 2 & 1 \\ 1 & 2 \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} H_p \\ H_q \end{Bmatrix} - \frac{q L_n}{2} \begin{Bmatrix} 1 \\ 1 \end{Bmatrix} \quad (3-5-150)$$

6) 泛函 J 求极小值

整个渗流区的泛函 J 是各单元泛函 J_m^e 及边界泛函 J_n 之和，即：

$$J = \sum_m J_m^e + \sum_n J_n \quad (3-5-151)$$

在前面，我们已经把单元插值函数

$$H = [N] \{H_m^e\}$$

和 Γ_2 边界上插值函数

$$H = \left(\frac{L_n - S}{L_n} \frac{S}{L_n} \right) \begin{Bmatrix} H_p \\ H_q \end{Bmatrix}$$

代入泛函 J 中, 并建立了泛函 J 与单元水头 H_i, H_j, H_k 的关系式, 所以泛函 J 就是计算区所有待求结点水头 H_s 的函数。

根据变分原理 (或能量极小原理), 使泛函 J 在结点水头 H_s 处有极小值的充分必要条件为:

$$\frac{\partial J}{\partial H_s} = \sum_{\beta=1}^f \frac{\partial J_\beta}{\partial H_s} = 0 \quad (3-5-152)$$

这就是说, 要求得泛函 J 的极小值, 首先要对各单元泛函 J_m^e 和 Γ_2 边界泛函 J_n 求和, 得到整个计算区的总体泛函 J , 并使其对所有待求结点水头 H_s 的偏导数等于零。

式 (3-5-152) 可展开为如下具体形式:

$$\frac{\partial J}{\partial H_s} = \begin{Bmatrix} \frac{\partial J}{\partial H_1} \\ \frac{\partial J}{\partial H_2} \\ \vdots \\ \frac{\partial J}{\partial H_N} \end{Bmatrix} = \begin{Bmatrix} \frac{\partial J_1^e}{\partial H_1} + \frac{\partial J_2^e}{\partial H_1} + \cdots + \frac{\partial J_f^e}{\partial H_1} \\ \frac{\partial J_1^e}{\partial H_2} + \frac{\partial J_2^e}{\partial H_2} + \cdots + \frac{\partial J_f^e}{\partial H_2} \\ \vdots \\ \frac{\partial J_1^e}{\partial H_N} + \frac{\partial J_2^e}{\partial H_N} + \cdots + \frac{\partial J_f^e}{\partial H_N} \end{Bmatrix} = 0 \quad (3-5-153)$$

式中 待求结点数 $S = 1, 2, \dots, N$;

待求结点水头 $H_s = H_1, H_2, \dots, H_N$;

三角形单元数及 Γ_2 边界分段数 $\beta = 1, 2, \dots, f, f = m + n$ 。

上述方程组就是应用变分原理 (或能量极小原理) 使 $\frac{\partial J}{\partial H_s} = 0$ 时而得到的等价欧拉平衡方程组, 从而也就把地下水偏微分方程的定解问题变换为线性常微分方程组的初值问题。

2. 用伽辽金 (Galerkin) 方法推导结点方程

1) 权函数 (基函数)

若设这样一个函数, 在有若干个结点所构成的一个多边形 Ω_p 上, 只在结点 p 处取值为 1, 而其它边界点均取值为 0 时 (函数值由 1 到 0 作线性变化), 则此函数的近似表达式称为相应于结点 p 的权函数, 记作 $G_p = G_p(x, y)$ 。图 3-5-58a 为内结点 p 的权函数图象, 图 3-5-58b 为外结点 p 的权函数图象。权函数图象很象一顶由 n 个三角形片拼成的多面形锥体。

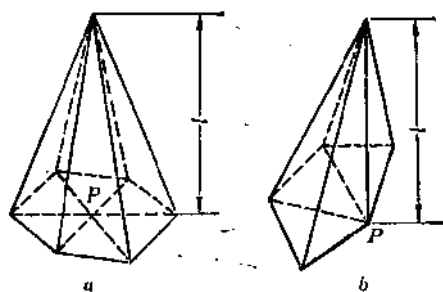


图 3-5-58 权函数示意图

2) 伽辽金方法的基本构思

设渗流区为承压水，有越流，抽水井已开采，边界条件为混合型，即 $\Gamma = \Gamma_1 + \Gamma_2$ 。其数学模型如下：

$$\left. \begin{aligned} & \frac{\partial}{\partial x} \left(K_1 M \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_2 M \frac{\partial H}{\partial y} \right) + \varepsilon - \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) \\ & - \mu \frac{\partial H}{\partial t} = 0 \quad (x, y) \in \Omega, t > 0 \\ & H(x, y, t) \Big|_{t=0} = H_0(x, y) \quad (x, y) \in \Omega \\ & H(x, y, t) \Big|_{\Gamma_1} = H_1(x, y, t) \quad (x, y) \in \Gamma_1, t > 0 \\ & K_1 M \frac{\partial H}{\partial x} \cos(\vec{n}, x) + K_2 M \frac{\partial H}{\partial y} \cos(\vec{n}, y) \Big|_{\Gamma_2} = -Q'(t) \quad (x, y) \in \Gamma_2, t > 0 \end{aligned} \right\} (3-5-154)$$

为求解 3-5-154 式，必须确定一个函数 $H(x, y, t)$ ，使得上式成立，则称 H 为 3-5-154 式的解。

假设函数

$$\begin{aligned} L(H) &= \frac{\partial}{\partial x} \left(K_1 M \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_2 M \frac{\partial H}{\partial y} \right) + \varepsilon - \\ & - \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) - \mu \frac{\partial H}{\partial t} = 0 \end{aligned}$$

并又使得下列积分式为零

$$\begin{aligned} & \iint_{\Omega} \left[\frac{\partial}{\partial x} \left(K_1 M \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_2 M \frac{\partial H}{\partial y} \right) + \varepsilon - \right. \\ & \left. - \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) - \mu \frac{\partial H}{\partial t} \right] w dx dy = 0 \end{aligned}$$

$$\text{即} \quad \iint_{\Omega} L(H) w dx dy = 0$$

设 W 为任意函数, 若 H 是方程的解, 则上述积分必为零。也就是说, 积分式中 $L(H)$ 对任意的函数都为零, 即:

$$\left[\frac{\partial}{\partial x} \left(K_1 M \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_2 M \frac{\partial H}{\partial y} \right) + \varepsilon - \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) - \mu \frac{\partial H}{\partial t} \right] = 0$$

这种使得微分方程等于零, 又同时与另一等于零的积分等价, 就称这种积分为余量加权法。而伽辽金法则是选择一个固定的权函数 G_p , ($p=1, 2, \dots, n$), 去代替上述积分式中的任意函数 w , 即 $G_p = w$, 这就使得水位近似函数 $H(x, y, t)$ 为方程 (3-5-154) 的解, 这种做法称为伽辽金方法。

上述积分用伽辽金方法表达为:

$$\iint_{\Omega} L(H) G_p dx dy = 0 \quad (3-5-155)$$

$$\text{或} \quad \iint_{\Omega} \left[\frac{\partial}{\partial x} \left(K_1 M \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(K_2 M \frac{\partial H}{\partial y} \right) + \varepsilon - \sum_{r=1}^n Q_r \times \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) - \mu \frac{\partial H}{\partial t} \right] G_p dx dy = 0 \quad (3-5-156)$$

方程个数等同于积分式的个数, 由此可解得 $H(x, y, t)$ 。

3) 内结点方程

设 A 为多边形 Ω_A 上的内结点, 而且每个三角形内 $K_1 = K_2 = K$ 为平均渗透系数。根据伽辽金方法就有

$$\begin{aligned} & \iint_{\Omega_A} \left[\frac{\partial}{\partial x} \left(T \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T \frac{\partial H}{\partial y} \right) \right] G_A dx dy - \iint_{\Omega_A} \mu \frac{\partial H}{\partial t} G_A dx dy + \\ & + \iint_{\Omega_A} \varepsilon G_A dx dy - \iint_{\Omega_A} \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) G_A dx dy = 0 \end{aligned} \quad (3-5-157)$$

用格林公式将 (3-5-157) 式第一项作变换:

格林公式的形式是

$$\iint_{\Omega} \left(\frac{\partial P}{\partial x} + \frac{\partial Q}{\partial y} \right) dx dy = \int_{\Gamma} P dy - Q dx$$

$$\text{令} \quad P = G_A T \frac{\partial H}{\partial x}, \quad Q = G_A T \frac{\partial H}{\partial y}$$

代入 (3-5-157) 式第一项得

$$\begin{aligned}
& \iint_{\Omega_A} \left[\frac{\partial}{\partial x} \left(G_A T \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(G_A T \frac{\partial H}{\partial y} \right) \right] dx dy \\
&= \int_{\Gamma_A} \left(G_A T \frac{\partial H}{\partial x} \right) dy - \left(G_A T \frac{\partial H}{\partial y} \right) dx \\
& \iint_{\Omega_A} \left[\left(\frac{\partial}{\partial x} G_A \right) T \frac{\partial H}{\partial x} + G_A \frac{\partial}{\partial x} \left(T \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \left(\frac{\partial}{\partial y} G_A \right) T \frac{\partial H}{\partial y} + \right. \\
& \quad \left. + G_A \frac{\partial}{\partial y} \left(T \frac{\partial H}{\partial y} \right) \right] dx dy \\
&= \int_{\Gamma_A} G_A T \left[\frac{\partial H}{\partial x} dy - \frac{\partial H}{\partial y} dx \right] \\
& \iint_{\Omega_A} \left[\frac{\partial}{\partial x} \left(T \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T \frac{\partial H}{\partial y} \right) \right] G_A dx dy \\
&= - \iint_{\Omega_A} \left[T \frac{\partial H}{\partial x} \frac{\partial G_A}{\partial x} + T \frac{\partial H}{\partial y} \frac{\partial G_A}{\partial y} \right] dx dy + \\
& \quad + \int_{\Gamma_A} G_A T \frac{\partial H}{\partial n} ds
\end{aligned}$$

即

上式中 Γ_A 为多边形 Ω_A 的周界。 $\vec{n}$ 为外法线向量。由于权函数 G_A 在 Γ_A 上为零,故线积分

$$\int_{\Gamma_A} G_A T \frac{\partial H}{\partial n} ds = 0$$

所以

$$\begin{aligned}
& \iint_{\Omega_A} \left[\frac{\partial}{\partial x} \left(T \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T \frac{\partial H}{\partial y} \right) \right] G_A dx dy \\
&= - \iint_{\Omega_A} \left[T \frac{\partial H}{\partial x} \frac{\partial G_A}{\partial x} + T \frac{\partial H}{\partial y} \frac{\partial G_A}{\partial y} \right] dx dy
\end{aligned}$$

代入方程式(3-5-157)得

$$\begin{aligned}
& \iint_{\Omega_A} T \left(\frac{\partial H}{\partial x} \frac{\partial G_A}{\partial x} + \frac{\partial H}{\partial y} \frac{\partial G_A}{\partial y} \right) dx dy + \iint_{\Omega_A} \mu \frac{\partial H}{\partial x} G_A dx dy \\
& - \iint_{\Omega_A} \varepsilon G_A dx dy + \\
& + \iint_{\Omega_A} \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) G_A dx dy = 0 \quad (3-5-158)
\end{aligned}$$

4) 第二类边界结点方程

设 B 为第二类边界上结点, 同样具有

$$\iint_{\Omega B} \left[\frac{\partial}{\partial x} \left(T \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T \frac{\partial H}{\partial y} \right) \right] G_B dx dy - \iint_{\Omega B} \mu^* \frac{\partial H}{\partial t} G_B dx dy + \iint_{\Omega B} e G_B dx dy - \iint_{\Omega B} Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) G_B dx dy = 0 \quad (3-5-159)$$

用格林公式同样的方法对 3-5-159 式第一项作变换得:

$$\begin{aligned} & \iint_{\Omega B} \left[\frac{\partial}{\partial x} \left(T \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T \frac{\partial H}{\partial y} \right) \right] G_B dx dy \\ &= \int_{\Gamma_B} T G_B \frac{\partial H}{\partial n} ds - \iint_{\Omega B} T \left(\frac{\partial H}{\partial x} \frac{\partial G_B}{\partial x} + \frac{\partial H}{\partial y} \frac{\partial G_B}{\partial y} \right) dx dy \end{aligned}$$

多边形 ΩB 的周界 Γ_B 系由两部分组成: Γ_{B_1} 加 Γ_{B_2} 及 Γ_B , 如图 5-3-59 所示。

根据权函数定义, 在 Γ_B 上有 $G_B = 0$, 因此

$$\int_{\Gamma_B} T G_B \frac{\partial H}{\partial n} ds = \int_{\Gamma_{B_1} + \Gamma_{B_2}} T G_B \frac{\partial H}{\partial n} ds$$

假设单宽流量 $T \frac{\partial H}{\partial n}$ 在 Γ_{B_1} 和 Γ_{B_2} 上均分别为常数, 则

$$\int_{\Gamma_{B_1} + \Gamma_{B_2}} T G_B \frac{\partial H}{\partial n} ds = T \frac{\partial H}{\partial n} \int_{\Gamma_{B_1}} G_B ds + T \frac{\partial H}{\partial n} \int_{\Gamma_{B_2}} G_B ds$$

$$\text{由公式 } \int_{\Gamma} G_B ds = \frac{1}{2} L$$

所以上式就等于

$$\frac{1}{2} T \frac{\partial H}{\partial n} \Gamma_{B_1} + \frac{1}{2} T \frac{\partial H}{\partial n} \Gamma_{B_2} = \frac{1}{2} (Q \Gamma_{B_1} + Q \Gamma_{B_2}) = \frac{1}{2} Q_B$$

式中 $\Gamma_{B_1}, \Gamma_{B_2}$ ——线段长度;

$Q \Gamma_{B_1}, Q \Gamma_{B_2}$ ——分别表示 $\Gamma_{B_1}, \Gamma_{B_2}$ 边界段的进水量;

Q_B ——两边界进水量之和。

所以

$$\begin{aligned} & \iint_{\Omega B} \left[\frac{\partial}{\partial x} \left(T \frac{\partial H}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(T \frac{\partial H}{\partial y} \right) \right] G_B dx dy \\ &= \frac{1}{2} Q_B - \iint_{\Omega B} T \left(\frac{\partial H}{\partial x} \frac{\partial G_B}{\partial x} + \frac{\partial H}{\partial y} \frac{\partial G_B}{\partial y} \right) dx dy \end{aligned}$$

代入式 3-5-159 得:

$$\iint_{\Omega B} T \left(\frac{\partial H}{\partial x} \frac{\partial G_B}{\partial x} + \frac{\partial H}{\partial y} \frac{\partial G_B}{\partial y} \right) dx dy + \iint_{\Omega B} \mu^* \frac{\partial H}{\partial t} G_B dx dy -$$

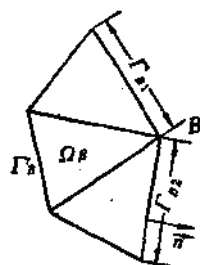


图 3-5-59 边界示意图

$$\begin{aligned}
& - \iint_{\Omega_B} \varepsilon G_B dx dy + \iint_{\Omega_B} \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) G_B dx dy \quad (3-5-160) \\
& = \frac{1}{2} Q_B
\end{aligned}$$

5) 内结点和第二类边界结点的方程组

根据上述, 对每个内结点及第二类边界外结点均有一个方程, 合在一起就构成由 M 个方程组成的方程组。

内结点方程组为:

$$\begin{aligned}
& \iint_{\Omega_l} T \left(\frac{\partial H}{\partial x} \frac{\partial G_l}{\partial x} + \frac{\partial H}{\partial y} \frac{\partial G_l}{\partial y} \right) dx dy + \iint_{\Omega_l} \mu^* \frac{\partial H}{\partial t} G_l dx dy - \iint_{\Omega_l} \varepsilon G_l dx dy + \\
& + \iint_{\Omega_l} \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) G_l dx dy = 0 \quad (l=1, 2, \dots, M) \quad (3-5-161)
\end{aligned}$$

第二类边界外结点方程组为:

$$\begin{aligned}
& \iint_{\Omega_l} T \left(\frac{\partial H}{\partial x} \frac{\partial G_l}{\partial x} + \frac{\partial H}{\partial y} \frac{\partial G_l}{\partial y} \right) dx dy + \iint_{\Omega_l} \mu^* \frac{\partial H}{\partial t} G_l dx dy - \iint_{\Omega_l} \varepsilon G_l dx dy + \\
& + \iint_{\Omega_l} \sum_{r=1}^n Q_l \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) dx dy = \frac{1}{2} Q_l \quad (l=M_1+1, M_1+2, \dots, M) \quad (3-5-162)
\end{aligned}$$

式中 Q_l ——表示与第 l 个边界结点相连的两段边界的进水量之和。在时段较短时, 也可视为常量。

6) 内结点和第二类边界结点方程组的推演

有限单元法要求把求平面上的水头 $H(x, y, t)$ 分布离散为只求平面上有限多个结点上 H 的近似值。这些近似值可用三角形单元 β 的三个结点的水头和权函数来表示, 即

$$\begin{aligned}
H_\beta &= \left[a_i^\beta + b_i^\beta x + c_i^\beta y, a_j^\beta + b_j^\beta x + c_j^\beta y, a_k^\beta + b_k^\beta x + c_k^\beta y \right] \times \\
& \times \begin{pmatrix} H_i \\ H_j \\ H_k \end{pmatrix} = \begin{bmatrix} G_i^\beta & G_j^\beta & G_k^\beta \end{bmatrix} \begin{pmatrix} H_i \\ H_j \\ H_k \end{pmatrix}
\end{aligned}$$

式中 $G_i^\beta, G_j^\beta, G_k^\beta$ ——为三角形单元 β 的权函数。

函数 G_i^β 在 (x_i, y_i) 上取值为 1, 在 $(x_j, y_j), (x_k, y_k)$ 上取值为 0, 所以它是

权函数在 β 上的表达式, 也是面积坐标的表示式。 G_j^β 和 G_k^β 与 G_i^β 性质相同。

若在 $\Delta\beta$ 内取一点 $P(x, y)$ ，见图3-5-60，则可得：

$$G_i^\beta(x, y) = \frac{1}{2\Delta\beta} \left[(x_j y_k - x_k y_j) + x(y_j - y_k) + y(x_k - x_j) \right]$$

$$= \frac{1}{\Delta\beta} \cdot \frac{1}{2} \begin{vmatrix} 1 & x & y \\ 1 & x_j & y_j \\ 1 & x_k & y_k \end{vmatrix}$$

等式右端的行列式乘 $\frac{1}{2}$ 正是 P, j, k 三点构成的三角形的面积 $\Delta i\beta$ ，这样就有：

$$G_i^\beta(x, y) = \frac{\Delta i\beta}{\Delta\beta}$$

$$G_j^\beta(x, y) = \frac{\Delta j\beta}{\Delta\beta}$$

$$G_k^\beta(x, y) = \frac{\Delta k\beta}{\Delta\beta}$$

从这三个函数可以看出是点 $P(x, y)$ 所划出的小三角形与 $\Delta\beta$ 之比，这些函数就称为点 $P(x, y)$ 在 $\Delta\beta$ 上的面积座标函数，它们之和等于1，即

$$G_i^\beta + G_j^\beta + G_k^\beta = 1$$

由于小三角形 $\Delta i\beta, \Delta j\beta, \Delta k\beta$ 与 $\Delta\beta$ 均有一个公共边，见图3-5-61，所以就有它们的面积之比等于它们之间的高之比。

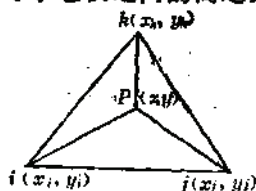


图3-5-60 三角形 $\Delta\beta$ 内一点 P 的权函数计算示意图

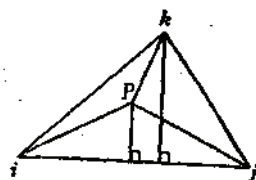


图3-5-61 大三角形与小三角形关系示意图

$$G_i^\beta(x, y) = \frac{d_{ik}^P}{d_{jk}^i}$$

$$G_j^\beta(x, y) = \frac{d_{ki}^P}{d_{ki}^j}$$

$$G_k^\beta(x, y) = \frac{d_{ij}^P}{d_{ij}^k}$$

式中 $d_{ik}^p, d_{ki}^p, d_{ij}^p$ —— P 点构成小三角形之高；

$d_{jk}^i, d_{ki}^j, d_{ij}^k$ —— $\Delta\beta$ 与小三角形公共边之高。

根据上述性质，即可画出三个函数在 $\Delta\beta$ 上的等高线，如图3-5-62(a, b, c)所示，这些等高线均平行于公共边。而在空间上的图象则如图3-5-62(d, e, f)所示。

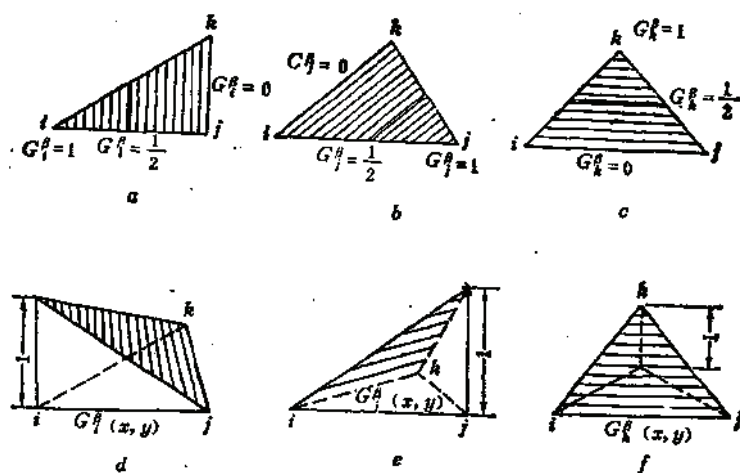


图3-5-62 三个函数在三角形 $\Delta\beta$ 上的平面及空间图象

根据上述性质还可知：

$$G_i^\beta(x_i, y_i) = G_i^\beta(x_i, y_i) + G_j^\beta(x_j, y_j) + G_k^\beta(x_k, y_k) \\ = 1 + 0 + 0 = 1$$

$$\text{同理有 } G_j^\beta(x_j, y_j) = 0 + 1 + 0 = 1$$

$$G_k^\beta(x_k, y_k) = 0 + 0 + 1 = 1$$

因此， $G^\beta(x, y)$ 在 $\Delta\beta$ 顶点处的值都是1。所以它的图象平面与 x, y 平面平行，其间的距离，处处都等于1，因而也就有：

$$G^\beta(x, y) = 1$$

现在进一步研究 $\Delta\beta$ 上三个顶点 i, j, k 上的第 i 个顶点的方程。根据(3-5-161)式，第 i 个顶点的方程可写成：

$$\iint_{\Delta\beta} T \left(\frac{\partial H}{\partial x} \frac{\partial G_i^\beta}{\partial x} + \frac{\partial H}{\partial y} \frac{\partial G_i^\beta}{\partial y} \right) dx dy + \iint_{\Delta\beta} \mu^* \frac{\partial H}{\partial t} G_i^\beta dx dy -$$

$$-\iint_{\Delta\beta} e G_i^\beta dx dy + \iint_{\Delta\beta} \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) G_i^\beta dx dy = 0$$

(3-5-163)

由于 $G_i^\beta = a_i^\beta + b_i^\beta x + c_i^\beta y$

故有 $\frac{\partial G_i^\beta}{\partial x} = b_i^\beta, \quad \frac{\partial G_i^\beta}{\partial y} = c_i^\beta$

$$\frac{\partial H}{\partial x} = b_i^\beta H_i + b_j^\beta H_j + b_k^\beta H_k$$

$$\frac{\partial H}{\partial y} = c_i^\beta H_i + c_j^\beta H_j + c_k^\beta H_k$$

$$\begin{aligned} \frac{\partial H}{\partial t} &= (a_i^\beta + b_i^\beta x + c_i^\beta y) \frac{\partial H_i}{\partial t} + (a_j^\beta + b_j^\beta x + c_j^\beta y) \frac{\partial H_j}{\partial t} \\ &\quad + (a_k^\beta + b_k^\beta x + c_k^\beta y) \frac{\partial H_k}{\partial t} \end{aligned}$$

$$= G_i^\beta \frac{\partial H_i}{\partial t} + G_j^\beta \frac{\partial H_j}{\partial t} + G_k^\beta \frac{\partial H_k}{\partial t}$$

代入(3-5-163)式中得:

$$\iint_{\Delta\beta} T \left[(b_i^\beta H_i + b_j^\beta H_j + b_k^\beta H_k) b_i^\beta + (c_i^\beta H_i + c_j^\beta H_j + c_k^\beta H_k) c_i^\beta \right] dx dy +$$

$$+ \mu^* \iint_{\Delta\beta} \left(G_i^\beta \frac{\partial H_i}{\partial t} + G_j^\beta \frac{\partial H_j}{\partial t} + G_k^\beta \frac{\partial H_k}{\partial t} \right) G_i^\beta dx dy - \iint_{\Delta\beta} e G_i^\beta dx dy +$$

$$+ \iint_{\Delta\beta} \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) G_i^\beta dx dy = 0 \quad (3-5-164)$$

根据下列化简公式:

$$\iint_{\Delta\beta} dx dy = \Delta\beta, \quad \iint_{\Delta\beta} G_i^\beta G_i^\beta dx dy = \frac{\Delta\beta}{6},$$

$$\iint_{\Delta\beta} G_i^\beta G_j^\beta dx dy = \frac{\Delta\beta}{12}, \quad \iint_{\Delta\beta} G_i^\beta G_k^\beta dx dy = \frac{\Delta\beta}{12},$$

$$\iint_{\Delta\beta} G_i^\beta dx dy = \frac{\Delta\beta}{3}$$

于是(3-5-164)式可化简为:

$$\Delta\beta \cdot T\left\{\left[(b_i^\beta)^2 + (c_i^\beta)^2\right]H_i + [b_i^\beta b_j^\beta + c_i^\beta c_j^\beta]H_j + [b_i^\beta b_k^\beta + c_i^\beta c_k^\beta]H_k\right\} + \\ + \frac{1}{12}\mu^* \Delta\beta \left(2\frac{dH_i}{dt} + \frac{dH_j}{dt} + \frac{dH_k}{dt}\right) - \varepsilon \frac{\Delta\beta}{3} + \iint_{\Delta\beta} \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \times \\ \times \delta(y-y_r) G_i^\beta dx dy = 0 \quad (3-5-165)$$

同理,按上述推演方法可以得到j和k两点的方程为:

$$\Delta\beta \cdot T\left\{[b_j^\beta b_i^\beta + c_j^\beta c_i^\beta]H_i + [(b_j^\beta b_j^\beta)^2 + (c_j^\beta c_j^\beta)^2]H_j + [b_j^\beta b_k^\beta + c_j^\beta c_k^\beta]H_k\right\} + \\ + \frac{1}{12}\mu^* \Delta\beta \left(\frac{dH_i}{dt} + 2\frac{dH_j}{dt} + \frac{dH_k}{dt}\right) - \varepsilon \frac{\Delta\beta}{3} + \iint_{\Delta\beta} \sum_{r=1}^n Q_r \delta \\ (x-x_r) \delta(y-y_r) G_j^\beta dx dy = 0 \quad (3-5-166)$$

$$\Delta\beta \cdot T\left\{[b_k^\beta b_i^\beta + c_k^\beta c_i^\beta]H_i + [b_k^\beta b_j^\beta + c_k^\beta c_j^\beta]H_j + [(b_k^\beta b_k^\beta)^2 + (c_k^\beta c_k^\beta)^2]H_k\right\} + \\ + \frac{1}{12}\mu^* \Delta\beta \left(\frac{dH_i}{dt} + \frac{dH_j}{dt} + 2\frac{dH_k}{dt}\right) - \varepsilon \frac{\Delta\beta}{3} + \iint_{\Delta\beta} \sum_{r=1}^n Q_r \delta \times \\ (x-x_r) \times \delta(y-y_r) G_k^\beta dx dy = 0 \quad (3-5-167)$$

将上述3-5-165、3-5-166、3-5-167式合并写成矩阵形式:

$$T\Delta\beta \begin{pmatrix} b_i^\beta b_i^\beta + c_i^\beta c_i^\beta & b_i^\beta b_j^\beta + c_i^\beta c_j^\beta & b_i^\beta b_k^\beta + c_i^\beta c_k^\beta \\ b_j^\beta b_i^\beta + c_j^\beta c_i^\beta & b_j^\beta b_j^\beta + c_j^\beta c_j^\beta & b_j^\beta b_k^\beta + c_j^\beta c_k^\beta \\ b_k^\beta b_i^\beta + c_k^\beta c_i^\beta & b_k^\beta b_j^\beta + c_k^\beta c_j^\beta & b_k^\beta b_k^\beta + c_k^\beta c_k^\beta \end{pmatrix} \begin{pmatrix} H_i \\ H_j \\ H_k \end{pmatrix} + \\ + \mu^* \frac{\Delta\beta}{12} \begin{pmatrix} 2 & 1 & 1 \\ 1 & 2 & 1 \\ 1 & 1 & 2 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} \frac{dH_i}{dt} \\ \frac{dH_j}{dt} \\ \frac{dH_k}{dt} \end{pmatrix} - \varepsilon \frac{\Delta\beta}{3} \begin{pmatrix} 1 \\ 1 \\ 1 \end{pmatrix} + \\ + \iint_{\Delta\beta} \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) G^\beta dx dy = 0 \quad (3-5-168)$$

上式的常微分方程组为:

$$[T]\{H\} + [\mu^*]\left\{\frac{dH}{dt}\right\} + \{F\} = 0 \quad (3-5-169)$$

式中 $[T]$ ——传导系数矩阵;

$[\mu^*]$ ——储水系数矩阵;

$\{H\}, \left\{\frac{dH}{dt}\right\}, \{F\}$ ——列向量

在有第二类边界存在时, 只需在 3-5-168 式的等式左边加 $-\sum \frac{1}{2}Q_l$ 即可。于是, 3-5-169 式可写成

$$[T]\{H\} + [\mu^*]\left\{\frac{dH}{dt}\right\} + \{F\} - \{F^*\} = 0 \quad (3-5-170)$$

式中 $\{F^*\}$ ——已知列向量

若为潜水情况, 则只要将 3-5-164 式中的第一项

$$\iint_{\Delta\beta} T dx dy$$

换成下列形式即可

$$\iint_{\Delta\beta} K(H-B) dx dy = K \left(\frac{H_i + H_j + H_k}{3} - B \right) \Delta\beta \quad (3-5-171)$$

这就是潜水常微分方程。

式中 T ——单元体 $\Delta\beta$ 中导水系数平均值, $T = KM$;

K ——单元体 $\Delta\beta$ 中渗透系数平均值;

B ——单元体 $\Delta\beta$ 中含水层底板标高平均值。

从上述结果不难看出, 用伽辽金方法推导结点方程和用变分法推导结果的结点方程表达式完全相同。

7) 关于抽水井的形式积分

$$\begin{aligned} \iint_{\Delta\beta} \sum_{r=1}^n Q_r \delta(x-x_r) \delta(y-y_r) G^\beta dx dy &= \sum_{\beta} \iint_{\Delta\beta} [Q_\beta \delta(P_\beta + \\ &+ Q_i \delta(P_i) + Q_j \delta(P_j) + Q_k \delta(P_k))] \begin{pmatrix} G_i^\beta \\ G_j^\beta \\ G_k^\beta \end{pmatrix} dx dy \end{aligned} \quad (3-5-172)$$

以上假设在 $\Delta\beta$ 内及三顶点 i, j, k 上有抽水井存在的情况。

根据 δ 函数及权函数的性质和井所在的位置不同, 可分三种情况。

井位于 $\Delta\beta$ 之内时, 有

$$\begin{aligned} \iint_{\Delta\beta} QG^{\beta}(x, y)\delta(P_r)dx dy &= \int_{-\infty}^{\infty} \int_{-\infty}^{\infty} QG^{\beta}(x, y)\delta(p_r)dx dy \\ &= QG^{\beta}(x_r, y_r) = QG^{\beta}(P_r) \end{aligned} \quad (3-5-173)$$

计算时, 按井点 P_{β} 到三个边的距离 $d_{jk}^P, d_{ki}^P, d_{ij}^P$ 与该边上的高 $d_{jk}^i, d_{ki}^j, d_{ij}^k$ 之比来分配给 $\Delta\beta$ 的三个顶点, 而这些长度可直接从图上量得。在 $\Delta\beta$ 内有 n 个井, 就按上法算 n 次。应注意的是, 当 $\Delta\beta$ 为第一类边界三角形时, 在 Γ_1 上的结点不能分配抽水量。

当井位于 $\Delta\beta$ 的某一边上时(非顶点), 则有

$$\begin{aligned} \iint_{\Delta\beta} QG^{\beta}(P)\delta(P_r)dx dy &= \frac{1}{2} \int_{-\infty}^{\infty} \int_{-\infty}^{\infty} QG^{\beta}(P)\delta(P_r)dx dy \\ &= \frac{1}{2} QG^{\beta}(x_r, y_r) = \begin{cases} 0, & \text{当 } G^{\beta}(P_r) = 0 \text{ 时} \\ \frac{1}{2} QG^{\beta}(P_r), & \text{当 } G^{\beta}(P_r) = 1 \text{ 时} \end{cases} \end{aligned} \quad (3-5-174)$$

计算时, 除了在抽水量 Q_{β} 前乘以 $1/2$ 外, 应注意 $G_i^{\beta}(P_{\beta}), G_j^{\beta}(P_{\beta}), G_k^{\beta}(P_{\beta})$ 中必有一个为0。

例如, 设井在 jk 线上, 如图3-5-63所示, 则有 $G_i^{\beta}(P_{\beta}) = 0$, 此时

$$\begin{aligned} G_j^{\beta}(P_{\beta}) &= \frac{d_{ki}^P}{d_{ki}^j} = \frac{\overline{P_{\beta}k}}{\overline{jk}} \\ G_k^{\beta}(P_{\beta}) &= 1 - G_i^{\beta}(P_{\beta}) - G_j^{\beta}(P_{\beta}) \\ &= 1 - \frac{\overline{P_{\beta}k}}{\overline{jk}} = \frac{\overline{P_{\beta}j}}{\overline{jk}} \end{aligned}$$

比例线段可从图上量得, 若 j, k 分别为两个 $\Delta\beta$ 之公共边时, 可直接按比例将水量分配到 j, k 上而不用再乘 $1/2$ 。若 jk 线是 Γ_1 的线段时, 则 j, k 按比例分配的水量必须乘 $1/2$ 。

当井位于结点上时(第一类边界结点除外), 如图3-5-64所示, 则有

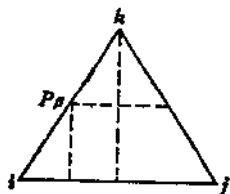


图3-5-63 抽水井位于 jk 线上的情况

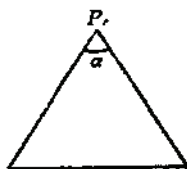


图3-5-64 抽水井位于结点上的情况

$$\iint_{\Delta\beta} QG^{\beta}(P) \delta(P_r) dx dy = \frac{\alpha}{2\pi} \int_{-\infty}^{\infty} \int_{-\infty}^{\infty} QG^{\beta}(P) \delta(P_r) dx dy$$

$$= \frac{\alpha}{2\pi} QG^{\beta}(P_r) = \begin{cases} 0, & \text{当 } G^{\beta}(P_r) = 0 \text{ 时} \\ \frac{\alpha}{2\pi} Q, & \text{当 } G^{\beta}(P_r) = 1 \text{ 时} \end{cases} \quad (3-5-175)$$

5.4.2.4 线性常微分方程组的展开

前面我们已用变分原理将偏微分方程的定解问题转换为线性常微分方程组的初值问题。从式 3-5-153 不难看出, 方程组的组成是由整个计算区的泛函对区内所有结点逐个求导综合而成的。这一方程组可用如下展开式来表示:

$$\frac{\partial j}{\partial H_s} = \begin{cases} s_{11}H_1 + s_{12}H_2 + s_{13}H_3 + \dots + s_{1N}H_N + s_{1N+1}H_{N+1} + \dots + \\ + s_{1M}H_M + p_{11}\frac{dH_1}{dt} + p_{12}\frac{dH_2}{dt} + \dots + p_{1N}\frac{dH_N}{dt} + p_{1N+1}\frac{dH_{N+1}}{dt} + \\ + \dots + p_{1M}\frac{dH_M}{dt} = F'_1 \\ s_{21}H_1 + s_{22}H_2 + s_{23}H_3 + \dots + s_{2N}H_N + s_{2N+1}H_{N+1} + \dots + \\ + s_{2M}H_M + p_{21}\frac{dH_1}{dt} + p_{22}\frac{dH_2}{dt} + \dots + p_{2N}\frac{dH_N}{dt} + p_{2N+1}\frac{dH_{N+1}}{dt} + \\ + \dots + p_{2M}\frac{dH_M}{dt} = F'_2 \\ \dots \dots \dots \\ s_{N1}H_1 + s_{N2}H_2 + s_{N3}H_3 + \dots + s_{NN}H_N + s_{NN+1}H_{N+1} + \dots + \\ + s_{NM}H_M + p_{N1}\frac{dH_1}{dt} + p_{N2}\frac{dH_2}{dt} + \dots + p_{NN}\frac{dH_N}{dt} + p_{NN+1}\frac{dH_{N+1}}{dt} + \\ + \dots + p_{NM}\frac{dH_M}{dt} = F'_N \end{cases} \quad (3-5-176)$$

这就是线性常微分方程组。

式中 $H_1, H_2, \dots, H_N$ ——待求的结点水头值;

H_{N+1}, H_{N+2}, H_M ——已知边界上结点水头值;

$F'_1, F'_2, \dots, F'_N$ ——与流量等有关的已知数;

$S_{11}, S_{12}, \dots, S_{NM}$ 及 $P_{11}, P_{12}, \dots, P_{NM}$ ——已知的有关系数。

上述方程组又可改写成如下矩阵形式:

$$\begin{pmatrix} S_{11} & S_{12} & \dots & S_{1N} & S_{1N+1} & \dots & S_{1M} \\ S_{21} & S_{22} & \dots & S_{2N} & S_{2N+1} & \dots & S_{2M} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ S_{N1} & S_{N2} & \dots & S_{NN} & S_{NN+1} & \dots & S_{NM} \end{pmatrix} \begin{pmatrix} H_1 \\ H_2 \\ \vdots \\ H_N \\ H_{N+1} \\ \vdots \\ H_M \end{pmatrix} +$$

$$\begin{pmatrix} P_{11} & P_{12} & \cdots & P_{1N} & P_{1N+1} & \cdots & P_{1M} \\ P_{21} & P_{22} & \cdots & P_{2N} & P_{2N+1} & \cdots & P_{2M} \\ \vdots & \vdots & \cdots & \vdots & \vdots & \cdots & \vdots \\ P_{N1} & P_{N2} & \cdots & P_{NN} & P_{NN+1} & \cdots & P_{NM} \end{pmatrix} \begin{pmatrix} \frac{dH_1}{dt} \\ \frac{dH_2}{dt} \\ \vdots \\ \frac{dH_N}{dt} \\ \frac{dH_{N+1}}{dt} \\ \vdots \\ \frac{dH_M}{dt} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} F'_1 \\ F'_2 \\ \vdots \\ F'_N \end{pmatrix}$$

上式又可简写成如下形式:

$$[S]_{N \times M} \{H\}_{M \times 1} + [P]_{N \times M} \left\{ \frac{dH}{dt} \right\}_{M \times 1} = \{F'\}_{N \times 1} \quad (3-5-177)$$

5.4.2.5 线性代数方程组的建立

上述常微分方程组可通过积分近似法化为线性代数方程组。即在给定了各结点在 $t = t_0$ 时的水头初值 $H_0(H_1^{(0)}, H_2^{(0)}, \dots, H_N^{(0)}, \dots, H_M^{(0)})$ 后, 求 $t = t_0 + \Delta t$ 时的水头 $H_{\Delta t}(H_1^{(1)}, H_2^{(1)}, \dots, H_N^{(1)})$ 值。为此, 可对时间 t 取近似积分, 将常微分方程组 3-5-177 式两边同乘以 dt , 并从 t_0 到 t_1 进行积分, 则得:

$$\int_{t_0}^{t_0 + \Delta t} [S]_{N \times M} \begin{pmatrix} H_1 \\ H_2 \\ \vdots \\ H_N \\ \vdots \\ H_M \end{pmatrix} dt + \int_{t_0}^{t_0 + \Delta t} [P]_{N \times M} \begin{pmatrix} \frac{dH_1}{dt} \\ \frac{dH_2}{dt} \\ \vdots \\ \frac{dH_N}{dt} \\ \vdots \\ \frac{dH_M}{dt} \end{pmatrix} dt = \int_{t_0}^{t_0 + \Delta t} \begin{pmatrix} F'_1 \\ F'_2 \\ \vdots \\ F'_N \end{pmatrix} dt$$

$M \times 1 \qquad \qquad \qquad N \times 1$

将式中 $[S]_{N \times M}$ 及 $[P]_{N \times M}$ 移到积分号外, 可得:

$$[S]_{N \times M} \begin{Bmatrix} \int_{t_0}^{t_1} H_1 dt \\ \int_{t_0}^{t_1} H_2 dt \\ \vdots \\ \int_{t_0}^{t_1} H_N dt \\ \vdots \\ \int_{t_0}^{t_1} H_M dt \end{Bmatrix}_{M \times 1} + [P]_{N \times M} \begin{Bmatrix} \int_{t_0}^{t_1} \frac{dH_1}{dt} dt \\ \int_{t_0}^{t_1} \frac{dH_2}{dt} dt \\ \vdots \\ \int_{t_0}^{t_1} \frac{dH_N}{dt} dt \\ \vdots \\ \int_{t_0}^{t_1} \frac{dH_M}{dt} dt \end{Bmatrix}_{M \times 1} = \begin{Bmatrix} F'_1 \\ F'_2 \\ \vdots \\ F'_N \end{Bmatrix}_{N \times 1} \Delta t$$

上式中的积分第一项, 用梯形法近似计算得:

$$\int_{t_0}^{t_1} H_1 dt = \frac{H_1^{(1)} + H_1^{(0)}}{2} \Delta t, \dots, \int_{t_0}^{t_1} H_N dt = \frac{H_N^{(1)} + H_N^{(0)}}{2} \Delta t$$

第二项可得:

$$\int_{t_0}^{t_1} \frac{dH_1}{dt} dt = H_1^{(1)} - H_1^{(0)}, \dots, \int_{t_0}^{t_1} \frac{dH_N}{dt} dt = H_N^{(1)} - H_N^{(0)}$$

代入上式, 即得:

$$\frac{\Delta t}{2} [S]_{N \times M} \begin{Bmatrix} H_1^{(1)} + H_1^{(0)} \\ H_2^{(1)} + H_2^{(0)} \\ \vdots \\ H_N^{(1)} + H_N^{(0)} \\ \vdots \\ H_M^{(1)} + H_M^{(0)} \end{Bmatrix}_{M \times 1} + [P]_{N \times M} \begin{Bmatrix} H_1^{(1)} - H_1^{(0)} \\ H_2^{(1)} - H_2^{(0)} \\ \vdots \\ H_N^{(1)} - H_N^{(0)} \\ \vdots \\ H_M^{(1)} - H_M^{(0)} \end{Bmatrix}_{M \times 1} = \begin{Bmatrix} F'_1 \\ F'_2 \\ \vdots \\ F'_N \end{Bmatrix}_{N \times 1} \Delta t$$

上式除以 Δt , 并经分离合并后可得:

$$\left[\frac{[S]_{N \times M} + [P]_{N \times M}}{2} + \frac{[P]_{N \times M} - [S]_{N \times M}}{\Delta t} \right] \begin{Bmatrix} H_1^{(1)} \\ H_2^{(1)} \\ \vdots \\ H_N^{(1)} \\ \vdots \\ H_M^{(1)} \end{Bmatrix}_{M \times 1} = \begin{Bmatrix} F'_1 \\ F'_2 \\ \vdots \\ F'_N \\ \vdots \\ F'_M \end{Bmatrix}_{N \times 1} + \left[\frac{[P]_{N \times M} - [S]_{N \times M}}{\Delta t} - \frac{[S]_{N \times M} + [P]_{N \times M}}{2} \right] \begin{Bmatrix} H_1^{(0)} \\ H_2^{(0)} \\ \vdots \\ H_N^{(0)} \\ \vdots \\ H_M^{(0)} \end{Bmatrix}_{M \times 1}$$

利用矩阵分块方法将上式中的矩阵加以分块, 再经移项整理后, 可得下式:

$$\begin{aligned} & \left[[S]_{N \times N} + \frac{2[P]_{N \times N}}{\Delta t} \right] \{H\}_{N \times 1}^{(1)} = \left[\frac{2[P]_{N \times N}}{\Delta t} - [S]_{N \times N} \right] \{H\}_{N \times 1}^{(0)} \\ & + 2\{F'\}_{N \times 1} + \left[\frac{2[P]_{N \times (M-N)}}{\Delta t} - [S]_{N \times (M-N)} \right] \{H\}_{(M-N) \times 1}^{(0)} \\ & - \left[[S]_{N \times (M-N)} + \frac{2[P]_{N \times (M-N)}}{\Delta t} \right] \{H\}_{(M-N) \times 1}^{(1)} \quad (3-5-178) \end{aligned}$$

上式就是用矩阵形式表示的线性代数方程组。我们利用上式, 就可以建立起用于计算渗流区结点水头的方程组如下:

$$\text{令 } \{H\}_{N \times 1}^{(1)} = \{H\}_{t+\Delta t}, \quad \{H\}_{N \times 1}^{(0)} = \{H\}_t,$$

$$\{H\}_{(M-N) \times 1}^{(1)} = \{H_b\}_{t+\Delta t}, \quad \{H\}_{(M-N) \times 1}^{(0)} = \{H_b\}_t,$$

$$[S]_{N \times (M-N)} = [S'], \quad [P]_{N \times (M-N)} = [P'],$$

$$2\{F'\} = (\{G\}_{t+\Delta t} + \{G\}_t).$$

代入上述 3-5-178 式中, 可得:

$$\begin{aligned} & \left(\frac{2[P]}{\Delta t} + [S] \right) \{H\}_{t+\Delta t} = \left(\frac{2[P]}{\Delta t} - [S] \right) \{H\}_t + (\{G\}_{t+\Delta t} + \\ & + \{G\}_t) + \left(\frac{2[P']}{\Delta t} - [S'] \right) \{H_b\}_t - \left(\frac{2[P']}{\Delta t} + [S'] \right) \{H_b\}_{t+\Delta t} \quad (3-5-179) \end{aligned}$$

上式即为渗流计算区结点水头的计算公式。

式中 $\{H_b\}_t$, $\{H_b\}_{t+\Delta t}$, $[S']$, $[P']$ 是与第一类 Γ_1 边界上已知结点的水头和座标有关的数值;

$$[S] = [S_1] + [S_2] - [S_3],$$

$$[S_1] = \frac{M}{4\Delta_m} [B]^T \begin{bmatrix} K_1 & 0 \\ 0 & K_2 \end{bmatrix} [B], \quad (\text{对于潜水, 上式中的 } M \text{ 即为 } h, \text{ 它随降})$$

落曲线的变动而变化),

$$\{S_z\} = \frac{4mK_z}{12dz} [C] ;$$

$$\{S_s\} = \frac{rL_n}{6} \begin{bmatrix} 2 & 1 \\ 1 & 2 \end{bmatrix} ;$$

$$\{G\} = \{G_1\} + \{G_2\} ;$$

$$\{G_1\} = \frac{4m}{3} \left(Q_m + \frac{K_z}{d_z} H_z \right) \begin{Bmatrix} 1 \\ 1 \\ 1 \end{Bmatrix} ;$$

$$\{G_2\} = \frac{qL_n}{2} \begin{Bmatrix} 1 \\ 1 \end{Bmatrix} ;$$

$$\{P\} = \frac{\mu 4m}{12} [C] .$$

解上述线性代数方程组的方法很多,一般常用直接法或叠代法,这些方法在普通的线性代数教科书中都有详细介绍,这里不再赘述。

5.4.2.6 “BT”法

“BT”法是在有限单元法的基础上,结合渗流计算区的具体地质及水文地质条件提出来的。它是首先应用解析法计算 Γ_1 边界上各结点的变水头值(即BT值),然后应用有限单元法来确定计算区内结点及 Γ_2 边界上各结点的变水头值(HT值)的一种方法。它既能对疏干计算区域进行参数拟合,又能进行地下水位预报计算。有限单元法的基本内容已在前面作了叙述,下面只介绍“BT”值的计算方法。

第一类(Γ_1)边界上各结点变水头值(BT值)的计算方法如下:

从公式3-5-179可知,如果 Γ_1 边界上各结点随时间变化的水头值(BT值,B指边界,T指变水头值)不能预先给出,就无法利用有限单元法来预报内结点及 Γ_2 边界上各结点的水头值。因为从该式可以看出,要预报内结点及 Γ_2 边界上各结点在 $t + \Delta t$ 时刻的水头值 $\{H\}t + \Delta t$,必须预先给出内结点及 Γ_2 边界上各结点在 t 时刻的水头值 $\{H\}t$,以及 Γ_1 边界上各结点在 t 和 $t + \Delta t$ 时刻的水头值 $\{H_b\}t$ 和 $\{H_b\}t + \Delta t$ (即BT值)。但在矿床疏干过程中,在 $t + \Delta t$ 时刻,内部结点的 $\{H_b\}t + \Delta t$ 是先知的, Γ_1 边界上各结点的 $\{H_b\}t + \Delta t$ 则是后知的,不能预先给出,即使在 Γ_1 边界上有观测孔, $\{H_b\}t + \Delta t$ 值也是由于内部排水井产生 $\{H\}t + \Delta t$ 之后产生的,也不能预先获得。如不了解这一点,在 Γ_1 边界上盲目布置大量的观测孔,想据此来确定各结点的变水头值(即 $\{H_b\}t + \Delta t$),就会造成很大的浪费。

1. BT值的计算方法选择

1) 确定面状井的范围和形状

把计算区中有井的三角形单元合并成一个梯形的、矩形的或三角形的面状井(见图3-5-65)。

每一个面状井可以包括一个到几十个有井的三角形单元，合并后是梯形（或矩形）面状井时，要保持两边平行 y 轴；是三角形面状井时，要保持一条边平行 y 轴。

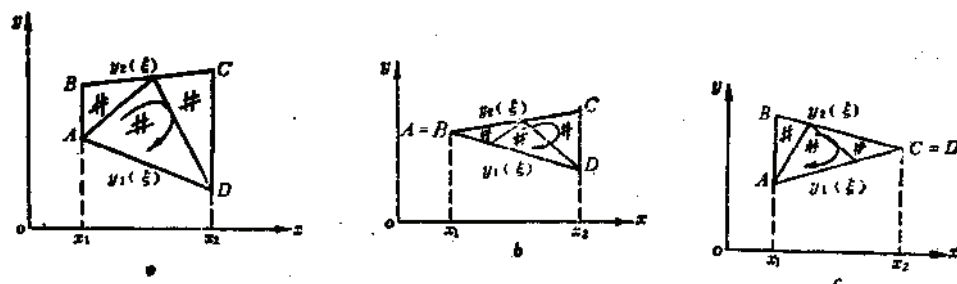


图 3-5-65 梯形和三角形面状井

a—梯形；b，c—三角形

$A(x_1, y_1)$, $B(x_1, y_2)$, $C(x_2, y_2)$, $D(x_2, y_1)$

2) 计算方法的选择

然后，根据计算区的边界条件，按图 3-5-66 及表 3-5-28 中的应用条件，选择相应的面状井地下水非稳定流计算公式和计算程序来计算 BT 值，详见参考文献[84]。

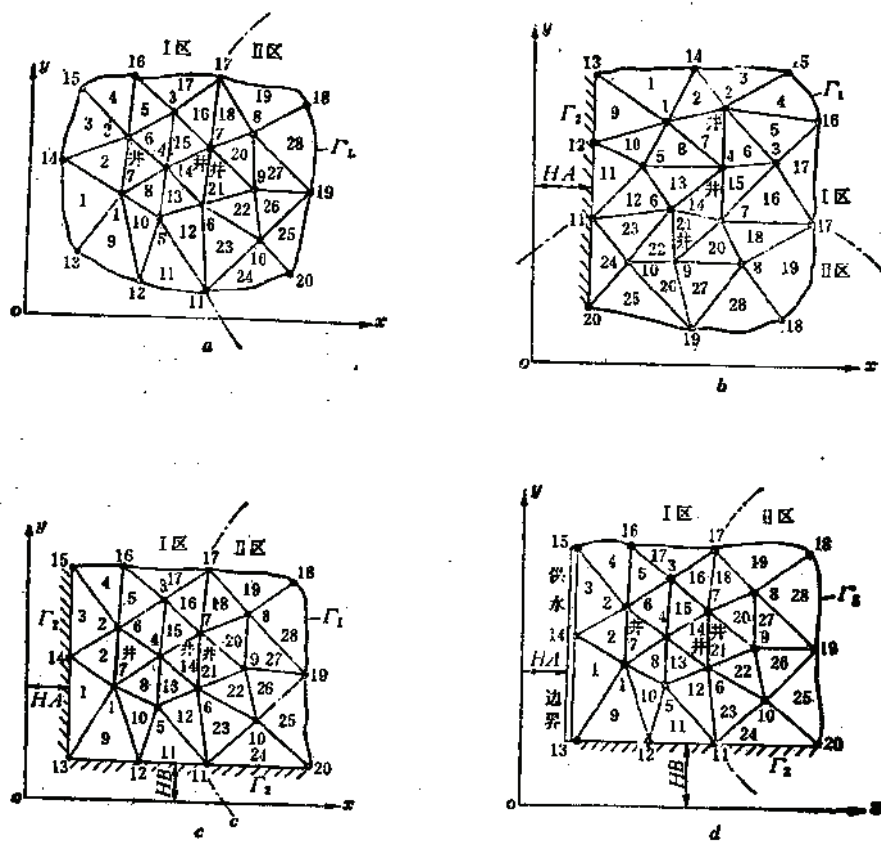


图 3-5-66 各种边界条件的计算区示意图（二）

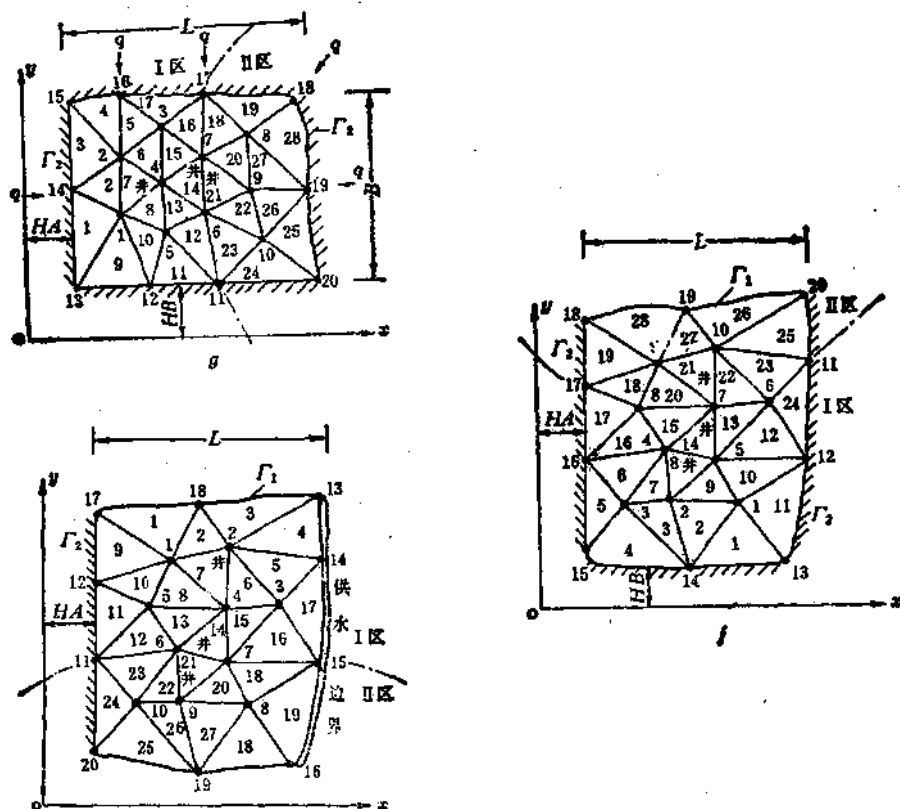


图 5-66 各种边界条件的计算区示意图(一)

- a—无限平面计算区；b—单边阻水边界计算区；c—相互垂直阻水边界计算区；
d—相互垂直供水、阻水边界计算区；e—两边平行阻水、供水边界计算区；
f—三边阻水边界计算区；g—封闭阻水边界计算区

2. 计算BT值时所需要的原始数据

BT法计算中所需要的原始数据和水文地质参数有以下几项：

- (1) Γ 边界上各结点和面状井各角点的 x 、 y 座标值；
- (2) 开采时间 t 值；
- (3) 面状井所在分区的导水系数 KM 值和压力传导系数 a^2 值；
- (4) 面状井总流量 Q_w ，开采时取正值，灌(注)水时取负值；
- (5) 面状井所在分区的给水度 η 值和比弹性给水度 μ^* 值 ($\mu^* = \mu/M$)。

3. 面状井的计算公式

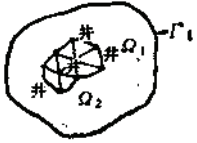
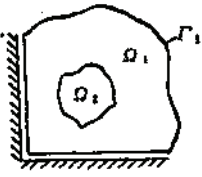
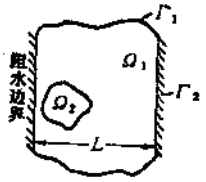
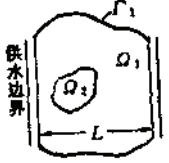
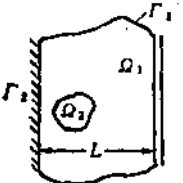
$$u = \frac{Q_w}{4\pi K} R$$

(3-5-180)

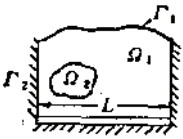
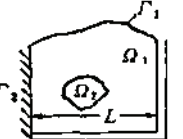
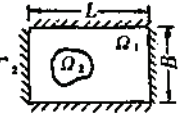
式中 u ——水头函数(势函数)；

不同边界条件下任意形状(三角形或梯形)面状井地下水非稳定流计算公式表

表 3-5-28

边界图示	计算公式 $u = \frac{Q_{\text{总}}}{4\pi K} R$	备 注
	式(1) $R = \frac{1}{F} \int_0^t \int_{x_1}^{x_2} \int_{y_1}^{y_2} y_2(\xi) \beta_1 \beta_2 \beta_3 d\tau d\xi d\eta$	1. 公式说明 $\beta_0 = e^{\frac{-s^2}{\beta_0^2} (t-\tau)}$ $\beta_1 = \frac{1}{t-\tau}$
	式(2) $R = \frac{1}{F} \int_0^t \int_{x_1}^{x_2} \int_{y_1}^{y_2} y_2(\xi) \beta_1 (\beta_2 \pm \beta'_2) \beta_3 d\tau d\xi d\eta$	$\beta_2 = e^{\frac{-(x-\xi)^2}{4a^2(t-\tau)}}$ $\beta'_2 = e^{\frac{-(x+\xi)^2}{4a^2(t-\tau)}}$ $\beta_3 = e^{\frac{-(y-\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}}$
	式(3) $R = \frac{1}{F} \int_0^t \int_{x_1}^{x_2} \int_{y_1}^{y_2} y_2(\xi) \beta_1 (\beta_2 \pm \beta'_2) (\beta_3 \pm \beta'_3) d\tau d\xi d\eta$	$\beta'_3 = e^{\frac{-(y+\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}}$
	式(4) $R = \frac{1}{F} \int_0^t \int_{x_1}^{x_2} \int_{y_1}^{y_2} y_2(\xi) \beta_4 \beta_5 \beta_3 d\tau d\xi d\eta$	$\beta_4 = \sqrt{\frac{4\pi a^2}{t-\tau}}$ $\beta_5 = \left(\frac{1}{L} + \frac{2}{L} \sum_{n=1}^{\infty} e^{-\left(\frac{n\pi a}{L}\right)^2 (t-\tau)} \right)$
	式(5) $R = \frac{1}{F} \int_0^t \int_{x_1}^{x_2} \int_{y_1}^{y_2} y_2(\xi) \beta_4 \beta_5 \beta_3 d\tau d\xi d\eta$	$\beta_6 = \left(\frac{2}{L} \sum_{n=1}^{\infty} e^{-\left(\frac{n\pi a}{L}\right)^2 (t-\tau)} \right)$
	式(6) $R = \frac{1}{F} \int_0^t \int_{x_1}^{x_2} \int_{y_1}^{y_2} y_2(\xi) \beta_4 \beta_5 \beta_3 d\tau d\xi d\eta$	$\beta_7 = \left(\frac{2}{L} \sum_{n=1}^{\infty} e^{-\left(\frac{(2n-1)\pi a}{2L}\right)^2 (t-\tau)} \right)$

续表

边界图示	计算公式 $u = \frac{Q_w}{4\pi K} R$	备注
	式(7) $R = \frac{1}{F} \int_0^t \int_{x_1}^{x_2} \int_{y_1}^{y_2} \beta_s \beta_s (\beta_s \pm \beta'_s) d\tau d\xi d\eta$	$\cos \frac{(2n-1)\pi x}{2L} \cos \frac{(2n-1)\pi \xi}{2L}$ $\beta_s = 4\pi a^2$ $\beta_s = \left(\frac{1}{B} + \frac{2}{B} \sum_{n=1}^{\infty} \right)$ $e^{-\left(\frac{m\pi a}{B}\right)^2 (t-\tau)}$
	式(8) $R = \frac{1}{F} \int_0^t \int_{x_1}^{x_2} \int_{y_1}^{y_2} \beta_s \beta_s (\beta_s \pm \beta'_s) d\tau d\xi d\eta$	$\times \cos \frac{m\pi y}{B} \cos \frac{m\pi \eta}{B}$ 2. 符号说明 Ω_1 — 渗流计算区无井三角形单元划分域; Ω_2 — 渗流计算区有井三角形单元划分域 其他符号见〔84〕说明
	式(9) $R = \frac{1}{F} \int_0^t \int_{x_1}^{x_2} \int_{y_1}^{y_2} \beta_s \beta_s \beta_s d\tau d\xi d\eta$	3. 其他说明 (1) 有越流补给时, 表中各式均乘以 β_0 ; (2) 表中所列公式, 编成计算程序时, 都要经过坐标平移和时间 τ 的变换

 Q_w ——面状井总流量; K ——含水层渗透系数; R ——水流阻力系数。水头函数 u 可按式 3-5-23, 3-5-24 或 3-5-25 计算。水流阻力系数 R 的计算, 可根据不同的边界条件, 从前述表 3-5-28 中选择相应的计算公式进行计算。现以如下三种边界条件为例简述其计算公式如下:(1) 无限平面上面状井 R 值的计算

有越流补给时

$$R = \frac{1}{F} \int_0^t \frac{1}{t-\tau} e^{-\frac{a^2}{B^2}(t-\tau)} d\tau \int_{x_1}^{x_2} e^{-\frac{(x-\xi)^2}{4a^2(t-\tau)}} d\xi \int_{y_1}^{y_2} e^{-\frac{(y-\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}} d\eta \quad (3-5-181)$$

无越流补给时

$$R = \frac{1}{F} \int_0^t \frac{1}{t-\tau} d\tau \int_{x_1}^{x_2} e^{-\frac{(x-\xi)^2}{4a^2(t-\tau)}} d\xi \int_{y_1(\xi)}^{y_2(\xi)} e^{-\frac{(y-\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}} d\eta \quad (3-5-182)$$

(2) 相互垂直边界附近面状井R值的计算

有越流补给时

$$R = \frac{1}{F} \int_0^t \frac{1}{t-\tau} e^{-\frac{a^2}{B^2}(t-\tau)} d\tau \int_{x_1}^{x_2} \left(e^{-\frac{(x-\xi)^2}{4a^2(t-\tau)}} \pm e^{-\frac{(x+\xi)^2}{4a^2(t-\tau)}} \right) d\xi \times \\ \times \int_{y_1(\xi)}^{y_2(\xi)} \left(e^{-\frac{(y-\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}} \pm e^{-\frac{(y+\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}} \right) d\eta \quad (3-5-183)$$

无越流补给时

$$R = \frac{1}{F} \int_0^t \frac{1}{t-\tau} d\tau \int_{x_1}^{x_2} \left(e^{-\frac{(x-\xi)^2}{4a^2(t-\tau)}} \pm e^{-\frac{(x+\xi)^2}{4a^2(t-\tau)}} \right) d\xi \times \\ \times \int_{y_1(\xi)}^{y_2(\xi)} \left(e^{-\frac{(y-\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}} \pm e^{-\frac{(y+\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}} \right) d\eta \quad (3-5-184)$$

上式中,都取“+”号,为相互垂直阻水边界计算公式;都取“-”号,为相互垂直供水边界计算公式;取“+”及“-”号,为相互垂直阻水供水边界计算公式。

(3) 三面边界附近面状井R值的计算

有越流补给时

$$R = \frac{1}{F} \int_0^t \frac{\sqrt{4\pi a^2}}{t-\tau} e^{-\frac{a^2}{B^2}(t-\tau)} d\tau \int_{x_1}^{x_2} \left(\frac{1}{L} + \frac{2}{L} \sum_{n=1}^{\infty} e^{-\left(\frac{n\pi a}{L}\right)^2(t-\tau)} \times \right. \\ \left. \times \cos \frac{n\pi x}{L} \cos \frac{n\pi \xi}{L} \right) d\xi \int_{y_1(\xi)}^{y_2(\xi)} \left(e^{-\frac{(y-\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}} \pm e^{-\frac{(y+\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}} \right) d\eta \quad (3-5-185)$$

无越流补给时

$$R = \frac{1}{F} \int_0^t \frac{\sqrt{4\pi a^2}}{t-\tau} d\tau \int_{x_1}^{x_2} \left(\frac{1}{L} + \frac{2}{L} \sum_{n=1}^{\infty} e^{-\frac{(n\pi a)^2}{L^2}(t-\tau)} \cos \frac{n\pi x}{L} \cos \frac{n\pi \xi}{L} \right) d\xi \times \\ \times \int_{y_1(\xi)}^{y_2(\xi)} \left(e^{-\frac{(y-\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}} \pm e^{-\frac{(y+\eta)^2}{4a^2(t-\tau)}} \right) d\eta \quad (3-5-186)$$

上式第三项被积函数中,如取“+”号,下边为隔水边界;如取“-”号,则为供水边界。

以上式3-5-181~式3-5-186诸式中:

F ——有井三角形单元（即三角形面状井）的面积；

α ——压力传导系数；

B^2 ——越流阻力系数，可按式 3-5-20、3-5-21 或 3-5-22 确定。

其它各种边界条件下的面状井计算公式详见前述表 3-5-28，不再赘述。

面状井的工作范围（指开采井群及其流量均匀地按面状分布的范围）由 x_1 到 x_2 ，由 $y_1(\xi)$ 到 $y_2(\xi)$ 。这里的 $y_1(\xi)$ 和 $y_2(\xi)$ 是直线方程，由下式确定：

$$\left. \begin{aligned} y_1(\xi) &= \frac{\xi - x_1}{x_2 - x_1} y_1 + \frac{x_2 - \xi}{x_2 - x_1} y_1 \\ y_2(\xi) &= \frac{\xi - x_1}{x_2 - x_1} y_2 + \frac{x_2 - \xi}{x_2 - x_1} y_2 \end{aligned} \right\} \quad (3-5-187)$$

为了计算上的方便，这里的 x_1 和 x_2 取常数，这就要求在剖分渗流计算区时，有井的三角形单元的某一条边必须平行 y 轴。其它无井的三角形单元则不受此限制。

4. 面状井总流量 Q_w 的确定

在整个疏干过程中，当面状井的总流量 Q_w 不发生变化时，在各时段计算中，公式 3-5-180 中的 Q_w 可取为常量；当总流量 Q_w 发生变化时，则公式 3-5-180 改为下式：

$$\begin{aligned} u &= \frac{Q_{w1}}{4\pi K} R t + \frac{Q_{w2} - Q_{w1}}{4\pi K} R t - t_1 + \frac{Q_{w3} - Q_{w2}}{4\pi K} R t - (t_1 + t_2) \\ &+ \dots + \frac{Q_{wn} - Q_{wn-1}}{4\pi K} R t - t' \end{aligned} \quad (3-5-188)$$

式中 $t' = \sum_{m=1}^{n-1} t_m$

5. 第一类 Γ_1 边界上各结点 BT 值的确定

如图 3-5-67 所示，当计算承压水时，如果水文地质参数是已知的，那么在不同时刻 $t_1, t_2, \dots, t_n$ 把 Γ_1 边界上各结点的座标 $10(x_{10}, y_{10}), 11(x_{11}, y_{11}), \dots, 15(x_{15}, y_{15})$ 代入公式 3-5-184 中计算（水流阻力系数 R 由无越流补给时的公式计算），即可求得相互垂直边界条件下，不同时刻 Γ_1 边界上各结点的水位降深 S_t 值，然后由上一时段 Γ_1 边界上各结点的水头值 BTO 减去其 S_t 值，即得各结点的 BT 值，其计算公式如下：

$$BT_{1i} = BTO_i - S_{ti} = BTO_i - \sum_{j=1}^m \left(\frac{Q_w}{4\pi K M} R t \right)_{ij} \quad (3-5-189)$$

$i = L, L+1, \dots, n; \quad j = 1, 2, \dots, m$

式中 L —— Γ_1 边界上起始结点编号（即 10 号）；

n —— Γ_1 边界上最终结点编号（即 15 号）；

m ——面状井分区数。

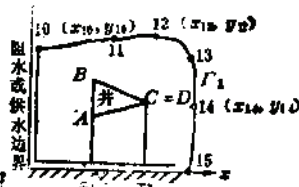


图 3-5-67 Γ_1 边界上各结点 BT 值计算示意图

上述第一类 Γ_1 边界上各结点变水头值（ BT 值）获得后，即可应用有限单元法来计算内结点及第二类 Γ_2 边界上各结点的变水头值（ HT 值）。这就是“ BT ”法的计算过程。

5.4.2.7 预报地下水位

预报地下水位是矿区疏干水文地质计算中需要解答的重要课题之一,也是在疏干计算中应用有限单元法的主要目的之一。所谓预报地下水位,就是在给定了边界条件、初始条件以及有关的水文地质参数之后,求解定解区域内水头 $H(x, y, t)$ 的分布。这通常称为解正问题。实际上,前面所叙述的原理,方法和公式推导,都是围绕解正问题而讨论的,而最后导出的式3-5-179线性代数方程组就是用来计算定解区域内的水头分布的。

解正问题时应具备的必要条件是:

(1)已知初始时刻 $t=t_0$ 时各结点的初始水头值 $\{H\}_t$ 以及经过某一时段 Δt 后 Γ_1 边界上各结点的未知水头值 $\{H_b\}_{t+\Delta t}$;

(2)已知 Γ_2 边界上的侧向补给量 $q \times L_n$;

(3)已知定解区域内抽水井或疏干井的位置和单位时间单位面积的抽水量 Q_E ;

(4)有关的水文地质参数,如压力传导系数 a 、导水系数 KM 、给水度 μ 或比弹性给水度 μ^* 等。在应用后面所述的反求参数方法来优选准确的水文地质参数之前,首先需要根据钻孔抽水试验资料,通过近似计算来求得这些参数的初值。现介绍其计算方法如下:

压力传导系数 a ,可近似地由下式计算:

$$a = \sqrt{\frac{R_A^2 A}{2.25 t_A}} \quad (3-5-190)$$

式中 R_A ——影响半径,其值由经验公式确定;

t_A ——抽水达到稳定点 A 的时间。

导水系数 KM ,可按式计算:

$$KM = \frac{Q_w}{4\pi S_t} R_t \quad (3-5-191)$$

式中 R_t ——水流阻力系数(单孔抽水中称为井函数),可根据钻孔非稳定流抽水试验资料确定;

S_t ——抽水达到 t 时刻的水位降深。

潜水计算时的给水度 μ ,按下式计算:

$$\mu = \frac{Kh}{a^2} \quad (3-5-192)$$

承压水计算时的比弹性给水度 μ^* ,可按式计算:

$$\mu^* = \frac{\mu}{M} = \frac{KM}{a^2 M} = \frac{K}{a^2} \quad (3-5-193)$$

在给定了上述已知条件后,就需要去求解各个内结点和 Γ_2 边界上各结点在各个指定时段 $t_1, t_2, \dots, t_n$ 时的水头值。求解这个问题,一般采用下推法逐时段地进行计算,即首先将上述各项已知数据代入式3-5-179中,求得第一时段 $t + \Delta t$ 终了时刻各结点的水头值,再以这个水头值作为下一时段开始时的初始水头,重复上述计算,求得第二时段终

了时刻的结点水头值。依此类推,不断重复这一过程,直到求得所要求的那个时段末的水头值。于是,就可求出定解区域内水头值的空间和时间分布。

5.4.2.8 反求参数问题

如前所述,我们把求解水头分布的问题称为解正问题。反之,知道了某一时段的水头以后,反求各项水文地质参数的问题,通常就称为解逆问题。所谓反求参数,就是根据对矿区水文地质条件的认识和抽水试验的观测资料来推求水文地质参数。从广义上说,反求边界条件和流量也可以看成是解逆问题。

解逆问题的方法,最初是采用试估-校正方法,即先假设一组参数初值,然后利用这组初值去解正问题,看看用公式计算的水头与实际观测的水头是否一致,二者的误差是否足够的小,若不一致或误差过大,则调整参数的设定值,再重新去解正问题。反复进行这一过程,直到获得满意的结果为止。这一方法现已发展为由计算机按最优化法则自动校正的方法。

评价计算所得水头值与实际观测值之间的拟合程度,通常是用一个目标函数来衡量,目标函数 E 可表示如下:

$$E(R_1, R_2, \dots, R_n) = \sum_t \sum_r W_{t,r} (H_{c,t,r} - H_{m,t,r})^2 \quad (3-5-194)$$

式中 $R_1, R_2, \dots, R_n$ ——待求的参数;

t ——表示比较时刻的编号;

r ——表示观测孔的编号;

$H_{c,t,r}, H_{m,t,r}$ ——分别表示第 t 个比较时刻第 r 个比较点上的计算水头与观测水头值。

有了目标函数 E ,校准参数的问题就归结为求多元函数 $E(R_1, R_2, \dots, R_n)$ 的极小值问题。于是,多元函数最优化的数值方法,如直接探索法、梯度法、高斯-牛顿法等,方法就都可以用于这一问题中。

上述方法实质上就是把解逆问题化为多次地解正问题,一般说来,这种方法耗费计算机时较大,因此,近年来解逆问题的直接方法受到了重视。这类方法的要点是,在地下水偏微分方程中认定水头 H 及其对时间变数和空间变数的导数为已知,把计算区域划分为网格,对每个结点列出水头方程,并把它看成是关于 T, μ 的代数方程,直接解出未知参数 T, μ 等。为了使求得的解合理,通常要用比未知参数的个数多得多的方程来决定 T, μ ,并施加一定约束条件,这就需要用一次规划或二次规划的方法来求解。但是这一方法在插值方面还存在一些困难需要进一步解决。

在解逆问题时,经常会遇到唯一性问题和稳定性问题。

所谓唯一性问题,就是目标函数 E 的极小值是否只有一个?假如不止一个,则我们求得的参数组很可能并不是符合当地实际情况的物理参数,而只是单纯数学上的一个解而已。

所谓稳定性问题,就是当观测水位有微小变动时,由解逆问题求得的参数组是否会产生很大的变动?在实践中,由于原始数据存在误差或数学模型选择不当,都可能导致参数

计算结果的这种不稳定性,有时会出现成倍的变动,甚至导致数据失真(出现负值)。因此,如果存在着这种不稳定性,就不可能求得真实的参数。

到目前为止,上述这两个问题无论在理论上或实际应用上都还没有很好解决,但根据实践经验,一般可考虑采取如下几点措施:

(1)在划分水文地质分区时,应尽可能根据矿区实际的地质和水文地质条件以及实际的勘探资料来划分。

(2)对每项参数都从物理意义上加以一定限制,把它的值限定在某个适当的范围内,从而把逆问题变成带一定约束性的最优化问题。

(3)作为拟合水头用的观测孔的数量要足够充分,位置布局要合理,每个分区最好要有两个以上的观测孔,以保证每个参数都有相应的观测孔来控制。

(4)在优选计算中,如果发现拟合总误差太大,可适当调整和逐步增加不均质分区,并修正对水文地质条件的认识,以便使目标函数 E 尽可能地减小。

(5)取抽水试验的不同时段的数据分别计算参数,以便相互检验。还可以在用抽水试验资料求得参数后,再用实测的水位恢复资料来加以检验,从中寻求最合理的参数值。

(6)对实测的观测孔水位赋予适当的随机误差,用来检验所优选的参数是否足够稳定。

综上所述,用有限单元法进行矿区疏干水文地质计算的整个过程,可以用图3-5-68所示的计算程序总框图来表示。

5.4.2.9 有限单元法矿床疏干计算实例

1. 张马屯铁矿应用BT法进行矿床疏干水文地质计算实例

张马屯铁矿为一典型的矽卡岩型磁铁矿床。高品位的铁矿石赋存在含水丰富的中奥陶系大理岩与燕山期闪长岩的接触带中,具有 $20\sim 40\times 10^6\text{Pa}$ 的高压地下水,给矿山开采带来极大的困难。而且,在矿区周围又分布有取水量达 $20\sim 30\text{万m}^3/\text{d}$ 的供水水源地,对矿山疏干又产生了一定的干扰,使矿山开发更趋复杂。

该矿山是一个水文地质条件较为复杂的大水矿山,含水层呈急倾斜产出,厚度变化大,水位历时曲线具有明显的拐点,在2h内即能达到稳定降深的80~90%,为一补给源充沛的矿床。

如此复杂的矿山,这次应用BT法对矿床第Ⅲ层水进行疏干计算,获得了较为理想的成果: Γ_1 边界上水位的误差为5%左右;漏斗中心和大部分内结点水位的误差为5~10%;水位历时曲线类型和流场形态均与实测的相接近。其计算结果为矿山选择治水方案提供了可靠的依据。现具体介绍如下:

1) 矿区水文地质条件

张马屯铁矿区内部地势平坦,在矿区南部的山区有 2000km^2 的大理岩出露,接受大气降雨补给,转入地下之后顺势由南向北迳流,在矿区的北部受石炭、二叠系岩层的阻隔,迫使地下水沿构造上升,以泉的形式出露地表。矿山正处于地下水的迳流排泄地带,水量特别丰富,有“地下水库”之称。

矿区内的主要岩层有:第四系亚粘土,燕山期闪长岩,中奥陶统大理岩等。主矿体埋藏在地表以下 $200\sim 450\text{m}$,最大厚度 75m ,平均厚度 21.57m 。

作为矿体直接顶板的中奥陶统大理岩是矿区主要含水层。200多米厚的闪长岩将大理岩分成三层,其中Ⅰ、Ⅱ两层均覆盖在矿体上部,Ⅰ层在厚层闪长岩之上,第四系岩层之下。

Ⅱ层大理岩分布在第7勘探线东部,Ⅲ层在西部,东部埋藏深度较西部小。两层大理岩在矿区内部仅局部相连接,大面积的接触是在矿区的北部。

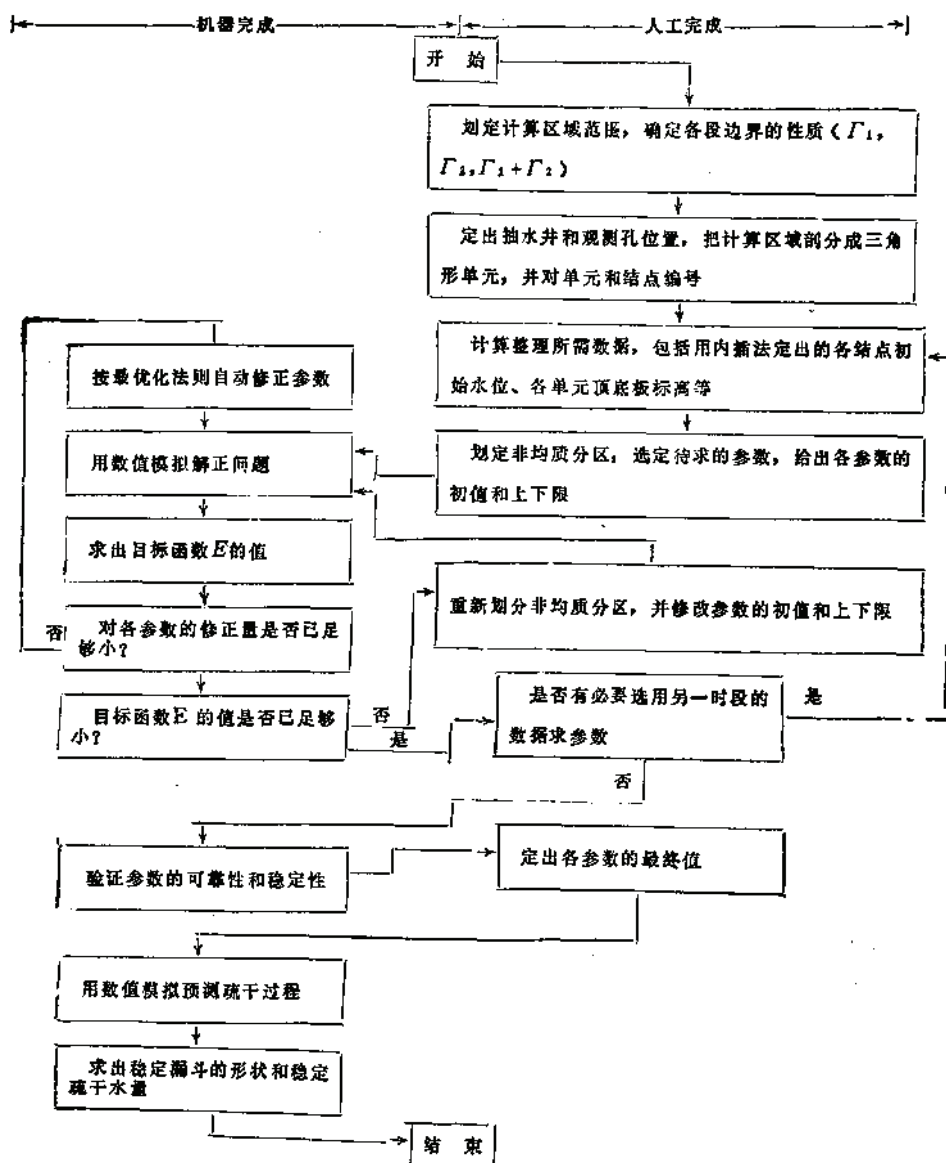


图 3-5-68 用有限单元法进行矿区疏干水文地质计算的总框图

Ⅰ、Ⅱ两层大理岩除裂隙较发育外, 尚发育有溶孔、溶槽及小的溶洞, 高压的岩溶裂隙水赋存于其中, 对矿山开采造成极大威胁。

Ⅲ层大理岩中的地下水与区域地下水有密切的联系。当矿床疏干排水时, 在南、西、北三个方向接受区域的补给。矿区的东部因有阻水断层 E_1 层存在, 切断了与区域的联系, 不接受东部的补给。

Ⅳ层大理岩中的地下水与区域没有直接联系, 仅在矿区北部通过与Ⅲ层大理岩的连接处接受Ⅲ层水的补给。但由于径流较远, 在矿区内部放水时两层水相互干扰很小, 可将两层水对矿坑产生的涌水量单独计算。由于80%的矿体均埋藏于第7勘探线以西, 因此Ⅲ层水的水量是疏干计算的主要对象。

赋存在Ⅲ层大理岩中的地下水, 压力较大, 在矿区开采范围内水压可达 $(20 \sim 40) \times 10^6 \text{ Pa}$, 水位历时曲

线属明显的拐点型, 稳定得较快, 2 h内即趋于稳定, 表明地下水的连通性能好, 水的传递速度快, 3 km远的观测孔在 5 min内就有反映, 漏斗呈V形, 扩展不开, 并下单孔出水量达 $12000\text{m}^3/\text{d}$ 。这些现象说明矿区地下水的补给源特别充沛, 是一个以动储量为大的大水矿山。其典型的水文地质剖面见图 3-5-69。

2) “BT” 法计算过程和成果

(1) “BT” 法的选用

用有限单元法计算地下水, 在国内已有多年历史。过去都是把 Γ_1 边界取在无限远处, 给计算带来很大困难。“BT”法把 Γ_1 边界取在有限范围内, 并用解析法先求 Γ_1 边界上各结点不同时刻的水位值(BT值), 然后再用有限单元法求内结点及 Γ_2 边界上各结点水位值(HT值), 从而使计算工作更加简便。

“BT”法提出的面状井与矿区坑内丛状水平放水孔所围成的面积很接近, 故用面状井代替丛状放水孔进行计算, 更加符合实际情况。

(2) 计算区域剖分框图(数学模型)的建立

用有限单元法算题, 正确地建立计算框图对计算结果有很大的影响。如果计算框图能较好地反映计算区的实际情况, 就能获得较为理想的计算结果, 本矿区的计算框图是按照三面为 Γ_1 边界, 一面为 Γ_2 边界的模式来建立的(见图 3-5-70)。它是根据坑内放水试验所得成果建立的。当坑内放水量为 $50000\text{m}^3/\text{d}$ 时, 中心孔水位降深25m, 仅为第1个开采阶段深度的1/12, 设立在南、西、北三个方向上的观测孔(Γ_1 边界上的观测孔)水位均随着中心孔的水位而变动, 唯有 F_1 断层东部的观测孔水位没有反映, 专门设置在断层两侧的观测孔水位有较大的差距, 说明 F_1 断层是隔水的, 故将矿区东部 F_1 断层作为 Γ_2 (隔水)边界处理。

(3) 计算区的剖分

根据“BT”法的剖分原则, 将计算区剖分为277个三角形单元, 共有结点152个, 其中 Γ_1 边界上结点有14个(其中留有观测孔3个), Γ_2 边界上结点有11个, 有井的三角形单元为4个(合并为1个面状井), 分区为9个, 详见图 3-5-70。

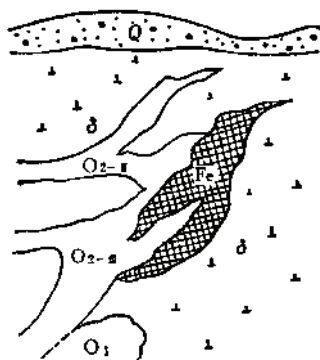


图 3-5-69 张马屯铁矿区水文地质剖面示意图

Fe-矿体; O_2-II —第II层大理岩; O_2-I —

第I层大理岩; O_1 —下奥陶统大理岩; δ —燕山期闪长岩

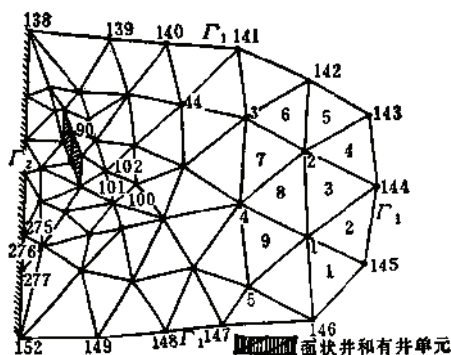


图 3-5-70 计算区框图及单元剖分图

在求参数过程中, 选用了5个时段进行拟合计算, 均由 t_0 开始, 即取0.23, 0.417, 2.083, 14.083, 26.083h, 相当于0.0097, 0.017, 0.0868, 0.5868, 1.086d。

为了比较拟合计算的结果, 在 Γ_1 边界上选用了3个比较点, 流场内部选用了10个比较点, 每完成一次反求正解过程, 均有13个结点5个时段的计算水位与实测水位相比较, 直到二者的差值达到最小为

止。

在 Γ_1 边界上的三个不同方向上均留有观测孔进行拟合比较,这对“BT”法是个很好的验证。“BT”法的主要特点是用解析法求面状井开采水量时引起的 Γ_1 边界水位的下降值,再根据原始水位算出各时刻的水位值(BT值)。 Γ_1 边界上有比较点,对其计算结果可以作出很好的验证。一般来说,只要漏斗中心和其它内结点拟合良好,则 Γ_1 边界上的结点也应有较好的拟合,这已由3个点上的验证资料得到证明。因为HT值是根据BT值计算的,若HT值拟合良好,就说明由“BT”法所给出的边界上的水位是正确的。

(4) 计算参数的确定

用有限单元法进行地下水渗流运动的计算,首先是要求确定参数。计算参数的确定一般都要经过多次反求正解的过程。在本例中共用了35个机时,共调参62次,终于获得了较好的计算结果, Γ_1 边界上比较点(观测孔)的计算水位与实测水位误差在5%左右,两条水位历时曲线形状相一致,漏斗中心第90号结点水位的误差为7%,其它大部分内结点水位的误差均在5~10%左右。拟合曲线见图3-5-71。

计算所得流场形态与实际的也很接近,见图3-5-72。

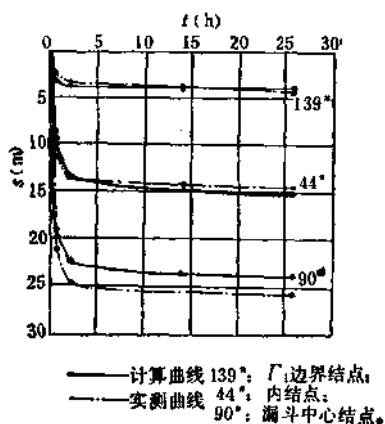


图3-5-71 实测与计算的水位历时曲线对比图

——计算曲线, —·— 实测曲线;
44°——内结点, 139°—— Γ_1 边界结点, 90°——漏斗中心结点

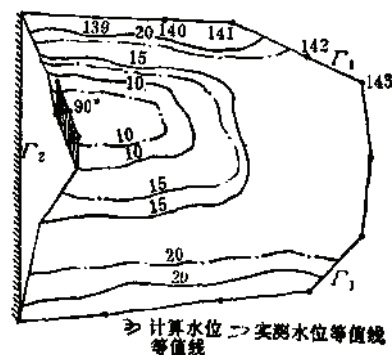


图3-5-72 流场形态比较图

水位历时曲线类型一致,流场形态相同,说明建立的计算框图正确,给定的边界条件合理,正确地反映了流场的客观变化规律。

矿区地下水的特征决定着计算参数,由于本区水量大,稳定快,因而给出的导水系数 T 和压力传导系数 α 均较大,反求正解所得的参数见表3-5-29。

计算BT值是“BT”法主要课题之一,在BT值的计算中, Q_w 、 KM 和 a^2 等参数起决定作用,而且前两项作用更大。在本例计算中 a^2 值对BT值的影响不大,但它决定着水位历时曲线的类型,拐点型的历时曲线所求得的 a^2 值应较等坡度型的历时曲线要大得多,本课题求得较大的 a^2 值也正说明了这一问题。

用 K 、 μ^* 计算内结点和 Γ_2 边界结点的HT值,其中 μ^* 起着决定作用,HT随 μ^* 值成正比例地变化,但当 μ^* 小于 10^{-7} 时,对HT的影响就变得很小。

在反求正解过程中所求得的参数是整个流场的综合反映,因此是代表整个流场的,要求各参数之间一定要保持特定的比例关系,如: $T = KM$; $\mu = \frac{KM}{a^2}$; $\mu^* = \frac{K}{a^2}$ 等等,以保证解的唯一性。

(5) 下推结果

通过对多次反求正解过程所求得参数和边界条件的验证,可以认为本区计算框图(数学模型)是符合

各区参数成果表

表 3-5-29

计算域 内分区	导水系数 T (m^2/d)	ADR (α)	压力传导系数 a^2 (m^2/d)	渗透系数 K (m/d)	潜水给水度 μ	承压水比弹性 给水度 μ^*
1	8000.00	4734.6	537994491.8	53.8	0.000014869	0.000000100
2	6473.25	2612.8		45.0	0.000039509	0.000000274
3	2216.50	1020.6		22.0	0.000088663	0.000000830
4	2265.12	1224.7		24.0	0.000062994	0.000000666
5	3097.20	2445.4		40.0	0.00002158	0.000000278
6	776.04	816.5		12.0	0.000048502	0.000000749
7	5492.70	1837.1		30.0	0.000067812	0.000003700
8	112.91	204.2		0.5	0.000112826	0.000000499
9	31.70	102.1		0.1	0.000126817	0.000000400

实际情况的,因此在给定了疏干水量和时间后,即可对各结点的水位进行下推预报,这是矿山疏干、工业供水所共同期望解决的问题。

矿山疏干的水量是随着开采深度的加大而分阶段逐步增加的,各点的水位也同样是分阶段逐步变化的,在下推计算时在程序上就要作分段计算。在本例中下推计算结果见表 3-5-30。所得到的 $Q-S$ 曲线、水位历时曲线和流场形态分别见图 3-5-73、3-5-74、3-5-75。

下推计算 $Q_w \cdot H_T$ 成果表

表 3-5-30

时间段数	下推水量 $Q_w (\times 10^4 \text{m}^3/\text{d})$	90°点原始水位 H_0 (m)	90°点计算水位 H_t (m)	90°点水位降深 s (m)	时间步长 Δt (d)	累积时间 T (d)
1	5.05	26.23	2.40	23.83	1	1
2	12.50		-16.17	42.40	1	2
3	25.00		-74.56	100.79	1	3
4	35.00		-101.72	127.95	1	4
5	45.00		-176.31	202.54	1	5
6	55.00		-228.30	254.53	1	6
7	65.00		-331.10	357.33	1	7
1	5.05		2.23	24.00	5	5
2	12.50		-16.29	42.52	5	10
3	25.00		-75.14	101.37	5	15
4	35.00		-102.06	128.29	5	20
5	45.00		-177.49	203.72	5	25
6	55.00		-229.36	255.59	5	30
7	65.00		-333.28	359.51	5	35
1	5.05		2.20	24.03	30	30
2	12.50		-16.32	42.55	30	60
3	25.00		-75.27	101.50	30	90
4	35.00		-102.12	128.35	30	120
5	45.00		-177.76	203.99	30	150
6	55.00		-229.56	255.79	30	180
7	65.00		-333.76	359.99	30	210

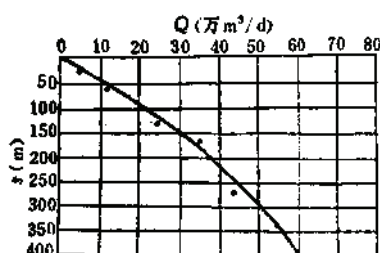
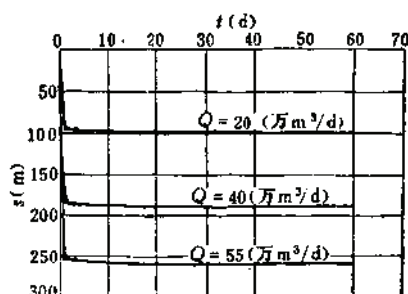
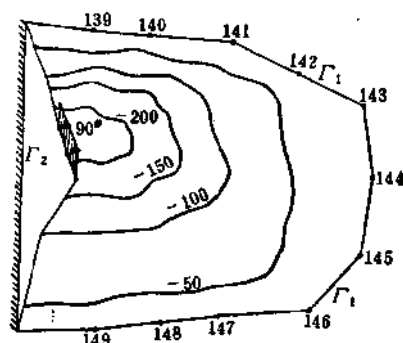
图 3-5-7 Q - S 关系曲线图

图 3-5-74 水位历时曲线图

图 3-5-75 $Q_w = 55 \text{ 万 m}^3/\text{d}$, $t = 180 \text{ d}$ 时的流场形态图

由图 3-5-74 看出, 下推所得历时曲线类型与坑内放水试验所获得的曲线是一致的, 与求参数所得曲线也一致, 说明所求得的参数符合流场的实际情况。

由图 3-5-75 看出, 流场的形态与坑内放水实测及求参数计算所得的流场相比, 有些发展变化, V 字形两个边的坡度明显变小, 使疏干漏斗变得平缓, 在每天几十万 t 排水量的作用下, 疏干漏斗在向深部发展的同时也向横向扩展, 消耗了大量的静储量。

由图 3-5-73 看出, 下推所得 Q - S 曲线比较平滑, 与所形成的流场相一致, 说明在消耗一定的动储量的同时, 也消耗了相当大的静储量。

由曲线形态的变化及表 3-5-30 中的结果看出, 承压状态下的水位降低基本是等幅度的, 每增加 $10 \times 10^4 \text{ m}^3/\text{d}$ 水量, 90° 结点水位下降 50m 左右, 但进入无压状态之后, 水位降低的幅度急速增加, 增加同样的水量时, 90° 结点水位下降达 100m, 这一事实符合地下水由承压转无压时水量减少的规律。

本例在 $\sim 240\text{m}$ 以上 Γ_1 边界是按承压状态处理的, 采用承压水的计算程序, 当 Γ_1 边界上结点水位处于承压状态时, 所计算的结果均符合规律, 但当 Γ_1 边界上结点水位低于含水层顶板转为无压时, 仍用承压水程序计算则完全不符合规律, 这一点对判别地下水类型有很重要的作用。

3) 结论

(1) “BT” 法适用于矿山疏干计算

矿山疏干计算的目的是确定矿井的排水能力和安排采矿作业计划, 因而往往要求计算当水下降到各开采阶段时所需给定的水量和时间, 此时对周围水源地的水位产生多大削减, 以便于总体设计中给予适当的考虑。本例应用 “BT” 法计算得到了较好的结果, 达到了上述目的。从而说明应用 “BT” 法能解决复杂的矿山地下水疏干计算问题。

(2) 计算方便又能达到精度要求

“BT” 法先用解析法确定 Γ_1 边界上的 BT 值, 然后再用有限单元法计算内结点及 Γ_2 边界上结点的

变水头值 (HT 值), 这给计算带来很大方便, 且又能达到对计算精度的要求。

(3) 可以节省勘探费用

应用“BT”法计算时, Γ_1 边界上各结点 BT 值可由表 3-5-28 中所列公式计算确定, 不用专为确定 BT 值而在 Γ_1 边界上布置大量钻孔, 从而可节省不少勘探费用。

2. 金岭召口铁矿应用有限单元法预测矿坑涌水量计算实例

1) 矿区地质及水文地质概况

整个铁矿区为一穹窿构造, 由中心部位的燕山期闪长岩体和环绕岩体周围的中奥陶统灰岩所组成, 分布面积约 60 km², 南高北低, 表面大部为第四系黄土所覆盖。穹窿构造东侧为一近南北走向的高角度正断层, 北部断距较大, 向南断距变小, 断层上盘的石炭-二叠系地层与下盘的中奥陶统灰岩接触。穹窿构造西侧亦为一近南北向的正断层, 其断距较大, 上盘的二叠系地层或白垩系下统地层直接与中奥陶统灰岩相接触。穹窿构造的南北两侧则为石炭系地层不整合于中奥陶统地层之上。详见图 3-5-76。

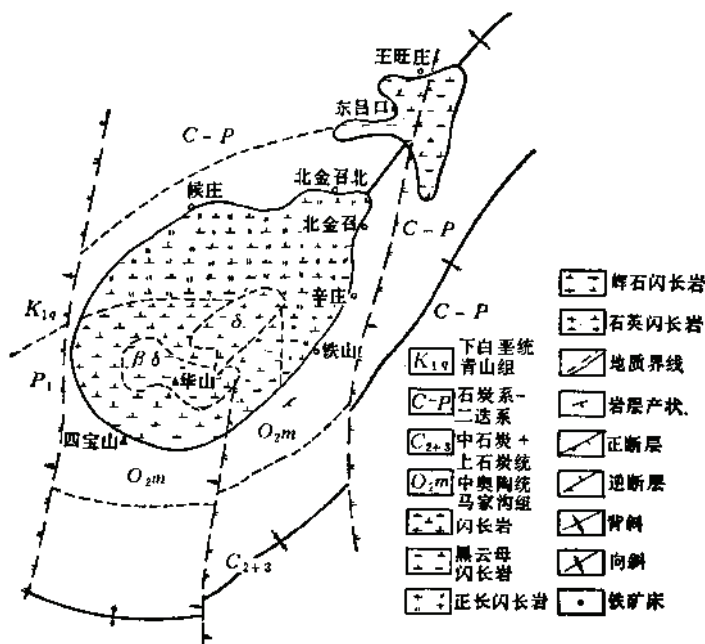


图 3-5-76 召口铁矿区地质构造示意图

围绕闪长岩体, 在其与周边的中奥陶统灰岩接触带上, 形成一周接触交代砂卡岩型磁铁矿床, 召口矿区 (即北金召北矿区) 即为其中的一个矿区。该矿区位于穹窿构造东北缘, 其南部为中生代闪长岩, 北部为中奥陶统结晶灰岩夹大理岩, 顶部为第四系地层所覆盖。矿区内主要含水层有:

(1) 第四系砂卵石孔隙潜水含水层: 该层属于冲积扇边缘的冲洪积层, 渗透性好, 含水充沛。厚度最大十几 m, 矿区内平均厚 5 m 左右, 埋深 15~20 m, 底部有一层透水性较弱的亚粘土层, 起相对隔水作用。但亚粘土层的分布不甚稳定, 在矿区内局部缺失, 形成“天窗”, 导致第四系砂卵石含水层与下伏的灰岩含水层发生直接的水力联系。

(2) 中奥陶统灰岩岩溶裂隙承压含水层: 其富水性区域奥陶系灰岩含水层一样, 具有明显的水平方向上的不均质性和垂直方向上的上强下弱分带特点。该含水层在平面上呈一狭长弯曲的条带状分布。矿区范围内, 闪长岩体边缘岩枝呈大牙状穿插于灰岩中, 使灰岩的厚度和底板形态都有很大变化。

矿区内的闪长岩体总的看来仅含微弱的裂隙水, 故可视为相对隔水。

召口矿区于1966年开始基建,1976年已完成第一个开采阶段的开拓工程和部分采准工程,下一阶段的开拓工程也已部分施工。在矿山基建勘探过程中,发现一裂隙溶洞带,同时还发现存在着第四系孔隙潜水通过“天窗”的垂直补给。为了进一步验证矿坑涌水量,为矿山疏干设计提供较可靠的依据,该矿山于1975年8月开始进行了坑内疏干放水试验。在试验之前矿坑涌水量已达 $20000\text{m}^3/\text{d}$,在矿区内部以水3号孔为中心形成了一个降落漏斗,并以每天十几厘米的幅度持续缓慢下降。放水试验就是在这个基础上又在-170m中段增加了3个放水硐室,放水量为 $12000\text{m}^3/\text{d}$,这样总的排水量达到 $32000\text{m}^3/\text{d}$ 。放水试验期间,地表共布置了观测孔47个,其中灰岩观测孔有30个。

综上所述可知,该矿区含水层几何形状不规则,平面上剖面上都存在明显的非均质性,再加上闪长岩的交错穿插,使含水层的厚度和底板形态更趋复杂。灰岩含水层除接受充沛的区域侧向补给外,在矿区内部还存在着局部的天窗垂直补给。同时,在进行坑内放水试验之前,矿坑已在排水,地下水的初始自然平衡状态已发生变化。在这种情况下,采用一般的计算方法来进行矿区疏干水文地质计算,在条件上必然要作较大的简化,而采用数值计算法则能把这些条件较好地刻画出来。

2) 数学模型的建立和计算方法的选择

(1) 地下水渗流运动的基本方程

根据矿区水文地质条件,决定采用解地下水非均质各向同性二维非稳定流运动的基本方程如下:

$$\frac{\partial}{\partial x}\left(T \frac{\partial H}{\partial x}\right) + \frac{\partial}{\partial y}\left(T \frac{\partial H}{\partial y}\right) = \mu \frac{\partial H}{\partial t} - Q \quad (1)$$

式中 H ——承压水头或潜水水位, m;

T ——导水系数, $T = KM$, m^2/d ;

K ——含水层渗透系数, m/d ;

M ——对承压含水层为含水层的厚度,对无压含水层则为水头 H 的线性函数, m;

μ ——对承压含水层为储水系数(或比弹性给水度),对无压含水层则为给水度;

Q ——单位时间单位面积上从垂直方向上进入含水层的越流补给水量, m^3/d 。

(2) 解正问题的数值方法

采用先对时间导数进行差商,然后利用变分原理为基础的解非稳定流问题的有限单元法。这一方法引出的变分问题较为简单,可以利用类似于解稳定流问题的计算程序,而且由于对时间导数使用了中心差分近似,使求得的解具有较好的稳定性。其计算过程如下:

设已知方程(1)在 $t=t_0$ 时刻的解为

$$H(x, y, t) = H^0 \quad (2)$$

其边界条件是:

在边界的 B_1 部分上有

$$H(x_i, y_i, t) = f \quad (3)$$

在边界的其余部分 B_2 上有

$$Tb \frac{\partial H}{\partial n} \Big|_{B_2} = g \quad (4)$$

式中 H^0, f, g ——为已知函数;

(x, y) ——渗流计算区内的内结点;

(x_i, y_i) ——边界上的外结点;

Tb ——弱透水边界的导水系数;

$\frac{\partial H}{\partial n}$ ——水头沿边界法线方向的导数。

式(3)说明边界的 B_1 部分是给定水头的边界;式(4)说明边界的 B_2 部分是给定流量的边界。在这些条件下,由方程(1)求下一时刻 $t_1 = t_0 + \Delta t$ 的解 $H(x, y, t_1)$ 的问题,就可转化为求泛函

$$I = -\frac{1}{2} \iint_{(D)} \left\{ T \left(\frac{\partial H}{\partial x} \right)^2 + T \left(\frac{\partial H}{\partial y} \right)^2 + \frac{2\mu}{\Delta t} H^2 - 2 \left(\frac{2\mu}{\Delta t} H^0 + Q \right) H \right\} dx dy - \int_{B_2} q H ds \quad (5)$$

的极小值问题,即变分问题。

式中, (D) 为渗流计算区域; B_2 为进水边界段, 同时要求它的解 H 在 B_1 部分上满足条件方程(3)。

在解出这个变分问题求得 H 之后, 则方程(1)的下一时刻的解为:

$$H(x, y, t_1) = 2H - H^0$$

重复这一步骤, 就可求出水头 H 随空间和时间的分布。

为解上述变分问题, 需将计算区域剖分为若干个三角形单元, 这样, 在对空间变量离散化之后, H 就由所有三角形单元结点上的值 $H_1, H_2, \dots, H_m$ 所决定, 于是泛函 I 也就转化为多元函数 $I = I(H_1, H_2, \dots, H_m)$ 求极小值的问题, 并归结为解线性代数方程组:

$$\frac{\partial I}{\partial H_i} = 0, \quad (i = 1, 2, \dots, m) \quad (6)$$

在计算中为了节省计算机存储单元, 方程组(6)的系数矩阵可以采用变带宽存储方式。方程组(6)的解法有叠代法和直扩法两种, 我们采用的是将系数矩阵分解为上三角矩阵与下三角矩阵乘积的直接解法。

3) 计算方案和数据处理

(1) 边界条件

边界条件在矿区疏干水文地质计算的数值方法中是一个重要的影响因素。边界条件是否查清, 边界性质的确定是否符合实际情况, 将决定所求的参数是否合乎实际, 对矿坑涌水量的预测也会有很大影响。

召口矿区灰岩含水层为一狭长弯曲条带状含水层, 北侧主要为石炭-二叠系砂页岩和少部分闪长岩, 内侧全部为闪长岩(见图3-5-76), 由于观测孔是按以往传统的计算方法要求布置的, 边界外侧无观测孔, 这给详细确定边界性质带来一定困难。在一般情况下, 砂页岩和闪长岩相对来说含水微弱, 可视为相对隔水, 因而在反求参数时就把两侧作为隔水边界处理。但在大规模放水试验中, 暴露出闪长岩上部风化裂隙带的补给量也可能是不可忽视的。条带状含水层东端的6A-3号孔附近和西端的侯家庄矿区14-9孔以西, 在放水试验开始的10天里水位未受影响, 所以, 在反求水文地质参数时就作为定水头边界处理。但从区域水文地质条件看, 在将来的生产疏干过程中, 两端是不会保持定水头的, 因此在疏干计算时需对两端边界作特殊处理, 具体办法将在后面叙述。

(2) 天窗垂直补给的处理

由于在放水试验中, 缺少天窗范围内的第四系水位观测资料, 这给确定天窗的垂直补给量带来一定困难。在这种情况下, 我们采用了把天窗作为一个注水井, 直接求天窗注水量的方法。天窗的垂直补给量在开始的一段时间里是变化的, 并随着灰岩水位的不下降而逐步增加。为了找出天窗注水量的变化关系, 采用了分段法, 把用于计算的10天放水试验时间分成7个时段, 分别为: 0~2h, 2~10h, 10~20h, 20~48h, 48~96h, 96~144h, 144~240h。利用每一时段的水位降落资料分别求各个天窗的注水量。计算结果表明, 在缺少第四系观测资料的情况下, 这个方法可以收到较满意的效果, 详见表3-5-31。

(3) 三角形单元的划分

分段法反求水文地质参数成果汇总表

表 3-5-31

参数名称	各时段参数值						
	0~2	2~10	10~20	20~48	48~96	96~144	144~240
T_1 (m^2/d)	4176	4810	4927	4882	4882	4882	4846
T_2 (m^2/d)	1088	1214	954	1309	1456	1309	1277
T_3 (m^2/d)	253	157	153	129	186	118	146
T_4 (m^2/d)	24.8	26.4	26.2	28.6	30.7	27.5	29.9
T_5 (m^2/d)	244	476	485	220	477	456	465
T_6 (m^2/d)	1676	1452	1308	1214	738	976	885
西天窗补给量 (m^3/d)	12286	13570	14618	14429	14430	14000	14308
东天窗补给量 (m^3/d)	9714	9476	9736	9714	9238	10429	9731
北金天窗补给量 (m^3/d)	2857	4143	3544	4143	4786	3928	4692
边辛庄第四系补给量 (m^3/d)							1310
储水系数 μ	4.8×10^{-4}	6.1×10^{-4}	4.2×10^{-4}	5.3×10^{-4}	3.1×10^{-4}	4.4×10^{-4}	1.4×10^{-4}
两个比较时刻误差平方和	3.76	4.60	6.08	5.635	9.46	9.15	7.39

边界确定之后,就要对边界所圈定的范围进行单元划分,在本例中采用三角形单元来进行区域划分。在划分单元时,除了做到使观测孔位于三角形单元结点上外,单元的大小和数目是根据对精度的不同要求、含水层的不均质情况、水力坡度变化情况以及所利用的计算机的容量和速度等条件来确定的。

矿区范围内由于观测孔较多,水文地质条件较清楚,放水过程中,水力坡度变化也较大,所以单元就划分得细一些,最小的三角形单元的边长仅100~150m。矿区外围,由于观测孔较少,水文地质条件的认识也相对粗略一些,放水过程中水力坡度变化也较平缓,所以单元划分就大一些,最大的三角形单元的边长为800m。此外,在划分时还尽量避免出现钝角三角形单元。这样在反求参数计算中共划分单元113个,结点82个,详见图3-5-77。

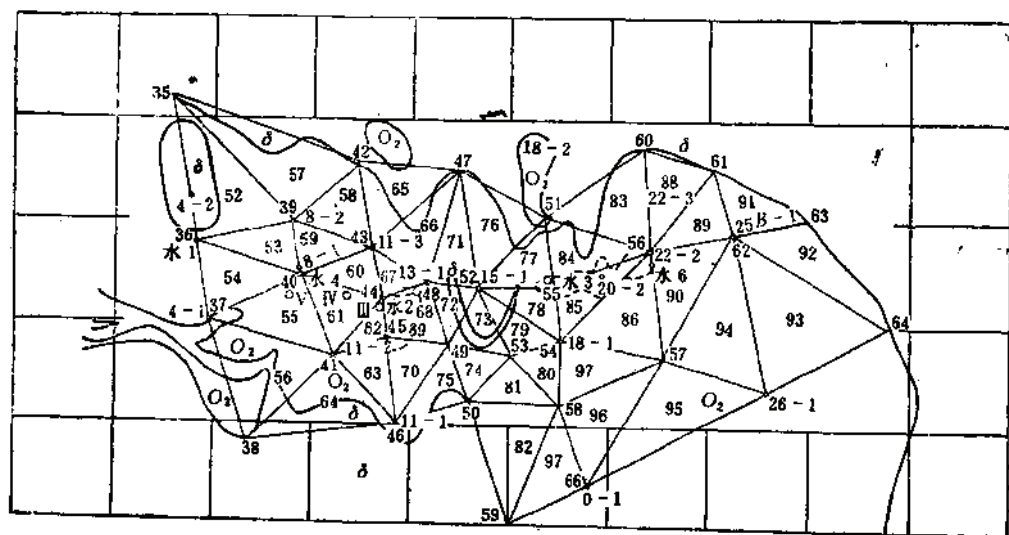


图 3-5-77 召口矿区有限单元划分图(矿区内部)

(4) 数据的整理

单元划分好后,进行结点编号和单元编号。结点编号的原则是使相邻结点号码的差值为最小。这样,

在采用变带宽存储系数矩阵时,可以少占用存储单元。单元的编号从最小结点号码处开始依次排下去。结点编号后,要量取每一结点的坐标,列出每一结点的初始水位和每个观测孔各比较时刻的水位。如果结点是观测孔,可直接采用观测孔的实测值。如果结点不是观测孔,则该结点的水位要从等水位线图上读出。各单元的顶底板标高可根据地质勘探资料确定。

如果矿区存在弱透水边界的话,边界的两侧必须有观测资料。用边界两侧的水位资料求出边界法线方向上的水力坡度,即法向导数。另外,还需要有井的座标和井水量等其它资料。资料整理好之后,即可输入计算机存储在软盘或磁带中以备计算时利用。

4) 水文地质参数的优选和天窗垂直补给量的计算

正确地选取水文地质参数是矿床疏干预测中的一项重要工作,确定一组较好的初值是获得正确预测成果的首要条件。召口矿区通过放水试验获得了大量的水位观测资料,这些资料为我们提供了矿区水位的分布及变化情况,综合反映了矿区不同地段、不同导水性和不同的补给迳流特点等水文地质条件。抓住水位分布及其变化特征,进而去揭示矿区水文地质条件,是我们在水文地质参数反求计算中的一个主导思想。

计算中采用了分数法来优选各项参数的值。首先根据对矿区水文地质条件的初步认识来确定各参数的初值及其变化范围,代入方程进行计算,即可求出每一结点任一时刻的水位。对于有观测孔的结点,可将某一给定时刻的计算水位与该时刻实测水位进行比较,求出计算水位与实测水位之间的差值以及误差的平方和,然后对每一参数逐次进行修改,并不断输出修改后的参数值的变化情况。随着每一次的修改,观测孔的计算水位与实测水位之差和误差的平方和将不断减小,直到对每一参数的修改量都达到一个较小的值,此时再继续修改参数,误差将不会有明显的下降为止。以上这一过程都是按照预定的程序由计算机自动进行的,我们则只需根据每个观测孔的计算水位与实测水位之差和参数修改后的实际情况,结合对矿区水文地质条件的认识,进一步分析研究每一参数对水位分布的影响,找出产生变化的原因,进而逐步调整不均质分区的界线和分区数目,修改参数变化范围和边界条件等其它有关条件。这样经过几次反复,就会使我们对矿区水文地质条件的认识不断加深,从而使我们对参数的取值和不均质分区的划分逐渐趋于合理,所刻画的数学模型逐渐逼近于矿区实际情况。

这次参加计算对比的观测孔共21个,在每一时段的计算中比较两次。反求的参数共10个,其中有6个为不均质分区的导水系数 T ,3个为天窗的垂直补给量 Q ,1个为储水系数 μ 。

开始时,把整个计算区域作为一个统一的均质区来对待,计算结果表明,每孔平均计算水位与实测水位之差达2m以上。随后,根据各孔水位差,结合水文地质条件分析,进一步将计算区域划分为3个、4个和6个不均质分区,分别进行了计算,计算结果表明,划分为4个和6个分区时,其每孔平均水位差分别为 $\pm 0.61\text{m}$ 和 $\pm 0.30\text{m}$ 。经分析研究决定采用按6个不均质分区计算所得的参数组作为最终优选的参数组,其计算结果已列于表3-5-31中。

从计算结果可以看出,随着不均质分区的逐步详细划分,各观测孔的计算水位与实测水位的拟合程度越来越好,利用7个时段求出的7组参数,最大的误差平方和是9.46,即每个观测孔计算水位与实测水位平均相差不到48cm。从表3-5-31也可看出,除0~2h时段求出的第5号分区的导水系数 T_5 与其它时段求出的值相差较大外,其余均较接近。

求出的天窗注水量,从单个天窗看,逐步增加的趋势不甚明显。这可能是由于对天窗进行了一定的简化以及在匹配时其它方面的误差引起的,但如图3-5-78所示,当我们把几个天窗注水量的总和绘制成 $Q-t$ 曲线时,则明显可见其逐步增加的趋势。

5) 对数值计算结果可靠性的分析

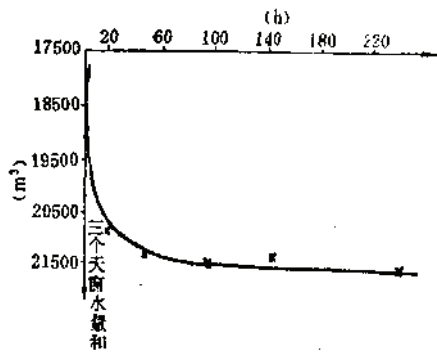


图3-5-78 天窗总注水量与时间关系曲线

对求得的参数值,我们从以下四个方面进行了分析,认为基本上是可得的。

(1)在反求参数过程中,经过多次分析调整,除了少数观测孔的水位拟合误差较大,未继续调下去以外,大部分孔的误差均已相对较小。这说明各观测孔计算的水头在空间上和时间上都与观测的水头较为接近。

(2)分成7个时段分别求出的各组参数值基本接近或相同,各时段的计算结果得到了相互验证,从而排除了偶然性。

(3)求出的导水系数值与从地质条件上对矿区含水层导水性的认识基本符合。矿区所在部位的两侧均有闪长岩体穿插,导水性较差,尤其是4号分区所在部位,闪长岩隆起较高,含水层较薄,导水系数明显变小。6号分区所在部位正好是已探明的岩溶裂隙带分布范围,其导水性就相对要好一些。

(4)为了进一步验证所得结果,我们利用求出的参数计算了矿区1976年6月1日的水位分布(在这期间坑内放水量保持在 $32000\text{m}^3/\text{d}$ 的水平上),其结果与6月1日矿区实测水位相当接近,详见表3-5-32及表3-5-33以及图3-5-79。

召口矿区1976年6月1日实测水位与计算水位比较表

表3-5-32

观测孔号	实测水位标高 (m)	计算水位标高 (m)	水位差值 (m)	观测孔号	实测水位标高 (m)	计算水位标高 (m)	水位差值 (m)
北金机井	21.16	20.53	-0.63	水 ₂	6.85	10.47	+3.62
0-1	18.55	17.26	-1.30	水 ₄	9.51	12.16	+2.65
26-1	18.71	16.93	-1.78	8-2	10.00	12.50	+2.50
25 B-1	19.72	16.50	-3.42	水 ₁	16.68	15.22	-1.46
22-2	18.48	15.71	-2.77	4-1	18.41	15.51	-2.90
18-1	10.57	9.99	-0.58	21-1	19.58	16.74	-2.82
水 ₃	-38.97	-38.37	+0.60	73-2	19.48	17.44	-2.04
15-1	9.52	7.65	-1.87	侯庄 0-1	19.09	18.02	-1.07
11-1	14.30	13.04	-1.26	侯庄水 ₁	19.48	18.37	-1.11
11-2	10.38	13.01	+2.63	侯庄10-6	19.74	18.59	-1.15
13-1	3.41	4.97	+1.56	侯庄14-9	19.72	18.82	-0.90
11-3	10.13	10.38	+0.25				

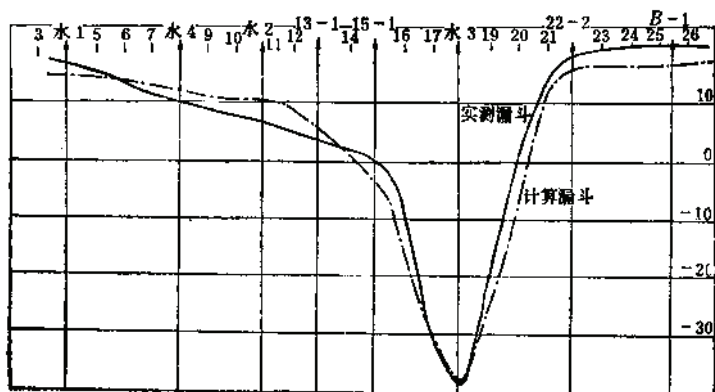


图3-5-79 召口矿区1976年6月1日实测的与计算的降落漏斗形态对比图

天窗注水量有增减时1976年6月1日实测水位与计算水位比较表

表 3-5-33

观测孔号	实测水位标高 (m)	天窗注水量减少350m ³ /d		天窗注水量增加1650m ³ /d	
		计算水位标高 (m)	水位差 (m)	计算水位标高 (m)	水位差 (m)
北金机井	21.16	18.12	-3.04	33.75	+12.59
0—1	18.56	14.93	-3.63	30.09	+11.53
26—1	18.71	14.55	-4.16	29.88	+11.17
25B—1	19.72	13.91	-5.81	29.30	+9.58
22—2	18.48	13.30	-5.18	28.78	+10.30
18—1	10.57	7.41	-3.16	23.17	+12.60
水 ₃	-38.97	-44.64	-5.67	-19.52	+19.45
15—1	9.52	6.25	-3.27	19.85	+10.33
11—1	14.30	10.95	-3.35	24.04	+9.74
11—2	10.38	10.92	+0.54	24.07	+13.69
13—1	3.41	2.65	-0.76	16.64	+13.22
11—3	10.13	8.32	-1.81	21.00	+10.87
水 ₂	6.85	8.32	+1.47	21.63	+14.78
水 ₄	9.51	10.31	+0.80	21.71	+12.20
8—2	10.00	10.73	+0.73	21.74	+11.74
水 ₁	16.68	13.93	-2.75	22.50	+5.82
4—1	18.41	14.08	-4.33	22.44	+4.03
21—1	19.56	15.67	-3.89	22.56	+3.00
73—2	19.48	16.37	-3.11	22.52	+3.04
侯庄 0—1	19.09	17.15	-1.94	22.64	+3.55
侯庄 水 ₁	19.48	17.35	-2.13	22.66	+3.18
侯庄10—6	19.74	17.82	-1.92	22.63	+2.89
侯庄14—9	19.72	18.07	-1.65	22.70	+2.98

由表 3-5-32 看, 实测水位与计算水位之间的误差最大为 3.62m, 一般均在 1~2m 左右。可以认为, 这样的差值还是比较接近的。因为, 由于矿区特定的边界条件, 使水位依赖于水量的变化十分敏感, 只要水量有不大的变化, 就会引起水位产生较大的波动。为了验证这一结论, 我们把天窗注水量人为地减少 300m³/d 和增加 1650m³/d 分别进行了试算, 试算结果见表 3-5-33。从表中可以看出, 水量有不大的变化, 就会引起水位明显的改变。这种水位依赖于水量的敏感性对于我们反求参数是有利的, 容易求得比较准确的结果。反之, 在利用已知参数预测水位时则容易产生较大的误差。但是, 只要参数求得较准确, 就能保证稳定降落漏斗形态和稳定流量的准确性。

6) 疏干稳定漏斗和稳定流量的预测

疏干计算时采用的参数值见表 3-5-34。其中, 导水系数采用了第 7 时段 (144~240h) 求出的一组值, 因为第 7 时段模拟了 4 天的时间, 时间越长其结果越接近实际。

天窗的注水量, 从图 3-5-78 中的曲线看, 开始时增加较快, 以后逐步缓慢。当灰岩水位下降至第四系砂卵石层底板以下时, 天窗注水量就不会继续增加。根据曲线图和其它一些因素的分析, 下推计算时采用的天窗注水量要比计算值增加了 300 多 m³/d。

疏干计算时, 对边界条件作了如下考虑: 条带状含水层的南北两侧仍然作为相对隔水边界, 东端由于铁山矿床目前已疏干至 -100m 水平, 还要进行 -165m 水平的疏干, 这样将来当召口矿区进行疏干时, 在召口矿区与铁山矿区之间势必会形成一分水岭, 因此我们在疏干计算中根据等水位线的分布情况, 在 6A-3 号钻孔附近划定了一条可能的分水岭, 作为隔水边界处理。但铁山矿区疏干十几年来, 其降落漏斗向北

疏干计算时采用的参数值

表 3-5-34

参数名称	参数值	参数名称	参数值
T_1 (m^2/d)	4846	西天窗补给量 (m^3/d)	14400
T_2 (m^2/d)	1277	东天窗补给量 (m^3/d)	9800
T_3 (m^2/d)	146	北金天窗补给量 (m^3/d)	4800
T_4 (m^2/d)	29.9	边辛庄第四系补给量 (m^3/d)	1400
T_5 (m^2/d)	465	储水系数 μ^*	4×10^{-4}
T_6 (m^2/d)	885	给水度 μ	0.012 (取平均裂隙率)

面始终扩展不出去,根据区域水文地质条件的分析,判断此处可能主要有第四系潜水的垂直补给,所以在计算时在该隔水边界内匹配以第四系的垂直补给。矿区的西端,实际上很难划出一条边界,但从疏干的角度出发,可将其看成是定水头边界,不过应把定水头边界的位置放到至少距矿区放水孔中心10km以外的地方。

坑下疏干放水是采用在矿体下盘闪长岩隔水层中打放水硐室,然后在放水硐室中施工丛状放水孔打入上盘灰岩含水层中,将灰岩地下水放入硐室中,再汇集于井下排水泵站排出地表。在计算时,根据丛状放水孔的分布及出水情况归纳成5个点并参与计算,其具体位置见图3-5-80。

由计算得到的稳定漏斗水位分布和疏干稳定流量见表3-5-35。计算结果表明,用60000 m^3/d 的排水量进行疏干,经过大约3个月后,漏斗中心的地下水位可降至预定的-150m水平。

疏干至-150m水平时各观测孔的稳定水位和矿区疏干稳定流量

表 3-5-35

观测孔号	稳定水位标高 (m)		观测孔号	稳定水位标高 (m)	
	7月份计算结果	11月份计算结果		7月份计算结果	11月份计算结果
北金机井	-17.48	-9.14	水 ₁	-121.05	-106.91
0—1	-21.93	-13.59	8—2	-105.28	-78.82
26—1	-23.48	-15.04	水 ₂	-51.51	-17.66
25 B—1	-25.00	-16.84	4—1	-99.91	-20.41
22—2	-26.58	-24.69	21—1	-34.94	-0.097
18—1	-53.03	-45.87	73—2	-30.97	+3.18
水 ₃	-97.74	-159.54	侯庄 0—1	-23.42	+8.08
15—1	-116.93	-111.27	侯庄水 ₁	-20.31	+9.70
11—1	-91.07	-79.21	侯庄10—6	-18.11	+10.63
11—2	-150.00	-132.10	侯庄14—9	-16.18	+11.45
18—1	-141.86	-150.00	稳定流量 (m^3/d)	50000	57800
11—3	-133.57	-150.00			
水 ₂	-150.00	-150.00			

7) 通过放水试验评价数值计算结果

上述计算工作于1976年7月份完成。自8月份开始,矿区加大放水量,先后打开了-110m水平和-170m水平的放水硐室,放水量最大达到52800 m^3/d ,几天以后水量就迅速减少。到11月初为止,出水量和水位基本趋于稳定,出水量保持在43000 m^3/d 左右,矿区中心的观测孔水位稳定在-37m标高左右,这个观测孔自开始放水以来,水位总共下降了56m。在放水期间各观测孔的水位都进行了每天一

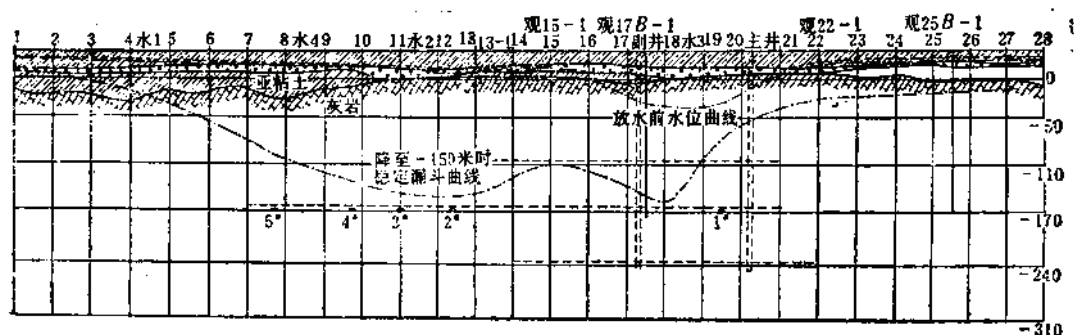


图 3-5-80 有口矿区疏干水文地质纵投影图

次的观测。

这些资料对评价数值计算的结果是极为有用的。在7月份,我们曾对不同的放水量预测过疏干的情况,其中之一是,以 $43000\text{m}^3/\text{d}$ 的放水量进行疏干放水,是不可能疏干到采矿所要求的开采水平的,预计矿区中心的观测孔水位最多降到 -50m 水平就将趋于稳定。实际放水的结果与这一预测结论基本相符。

当时,根据矿区内所计算的导水系数甚小这一事实,估计到在疏干时有可能放不出足够的水量,而如果出水量达不到预定疏干水平的稳定流量时,就可能出现水位下降缓慢乃至稳定在预定疏干水平之上的某一标高上,从而导致疏干工作达不到预定的效果。实际的放水情况也证实了这一估计。

但是,水1号孔以西到侯庄诸孔的水位实际下降情况却与我们原先的预测相差甚大。为了查清其产生原因,11月份我们根据最近的放水资料又进行了深入分析和计算,终于发现若按原来认识的边界条件,即矿区西侧的灰岩地下水全部是由离矿区 10km 以外的一个假想的定水头边界所补给,而南北两侧均为隔水边界,则水1号孔以西诸孔的水位应该比实际观测到的水位下降很多,而只有当水1号孔以西,侯庄以东的地段上有一个固定的补给水源时,才能不仅使矿区内的观测孔,而且包括外围观测孔的水位都与实际情况吻合起来。经计算确定这一补给源的目前补给水量约为 $9500\text{m}^3/\text{d}$,随着灰岩水位的继续下降,其补给量还会继续有所增加。

这一新的补给水源的水量估计有几个可能的来源。其一是有一些地质勘探钻孔由于封孔质量较差,可能使浅部第四系孔隙潜水通过钻孔引入深部灰岩含水层,此外,第四系潜水也可能会通过导水微弱的亚粘土层而给灰岩以少量的补给。其二是闪长岩风化带内的风化裂隙潜水对灰岩地下水产生一定的补给,这可以从打在闪长岩中的一个观测孔在放水期间水位有明显下降而得到证实。由于在这一地段上布置的观测孔很少,要从模型上鉴别出究竟以哪一种来源为主是很困难的,但有补给源存在则是可以肯定的。

这一问题为什么在原先反求参数的计算过程中没有被发现呢?经分析是因为当时水1号孔以西各观测孔的实测水位在抽水试验中几乎没有下降,而在反求参数计算中却总是下降了 $20\sim 30\text{cm}$,由于二者绝对误差很小,在总的误差平方和中只占很小的比例,因而被忽视了。现在看来,当时如果能细心观察的话,也是能够被察觉的。这正好说明只要有足够的观测数据可供利用,则我们不仅可以反求参数,而且也可以反求边界条件。

根据这一新的认识,我们重新进行了疏干预测计算,结果就矿区范围内而言,不论是稳定漏斗的形状还是稳定流量,都与原来的预测相当接近。这充分说明,从矿区西侧进入矿坑的灰岩地下水,不论是来自距矿区 10km 以外的假想定水头边界,还是来自更加靠近矿区的某一新的补给源,其水量是接近的,对最后结果的影响是相同的。从表3-5-35来看,重新计算的稳定流量要比原先计算的大一些,这是由于我

们对补给源的性质尚未完全查清,在计算中,我们假设其补给水量随灰岩含水层的水头下降而不断增加,其结果可能会偏大一些。

总之,通过3个多月放水实践证明,数值计算的结果基本上是可靠的。预测矿床涌水量的数值计算方法能够较好地刻画出矿区复杂的水文地质条件,能够根据矿区水文地质勘探资料和抽水试验资料查清矿区地下水的补给迳流条件,能够较准确地预测出矿区疏干过程中地下水渗流场的变化规律,定量地给出疏干降落漏斗在时间上和空间上的发展动态和稳定的动流量,从而为矿区疏干设计方案的选择提供了可靠的计算依据。然而,应当看到,地下水的运动条件是十分复杂的,尤其是灰岩岩溶裂隙含水层其变化更为复杂。在疏干过程中由于垂直方向的流速很大,局部地段也可能会出现水头不连续的情况。此外,灰岩含水层在垂向上的渗透性能也可能有较大差别。这些问题在本例的计算中都没有得到反映,尚有待于进一步研究解决。

第六章 注浆防渗帷幕

编写单位 山东省冶金设计院

长沙黑色冶金矿山设计研究院

编写人 姜玉玺 王安则

6.1 注浆防渗帷幕设计基本原则与要求

注浆防渗帷幕是在矿区地下水主要进水通道上采用注浆的方法构筑帷幕，堵截地下水，以确保开采安全的一种防治水技术措施。

注浆防渗帷幕的成功应用，为矿山防治水开辟了一个新的途径，结束了多年来依靠单一的矿床疏干方法解决大水矿床开发问题的局面。

在某些具备条件的矿山，采用注浆防渗帷幕堵水，不仅可以确保开采安全，而且还能大量节省排水用电和经营费用，其投资费用虽然比较高，但可以在短期内得到抵偿，因此，在经济上仍然具有明显的优越性。同矿床疏干相比，采用防渗帷幕堵水，可以解决由于矿床疏干排水而引起的对矿山环境的破坏；可以保护矿山附近的地下水资源；可以消除或减轻某些岩溶充水矿床因疏干排水引起的地面沉降、开裂和塌陷。

6.1.1 注浆防渗帷幕的适用条件

采用注浆防渗帷幕防治矿床地下水的矿区，应具备如下基本条件。

6.1.1.1 适宜的水文地质、工程地质条件

(1) 矿区要具备有采用注浆防渗帷幕的边界条件，即矿床地下水的补给径流通道较集中，进水断面较狭窄。

(2) 进水通道两侧和底部应有稳固、可靠和连续分布的隔水层或相对隔水层。

(3) 矿区进水通道虽然宽阔，但浅部存在强径流带或集中径流带，可以采用浅截帷幕进行局部堵水。

(4) 矿区涌水量大。

(5) 由于矿床疏干排水产生地面塌陷并造成严重危害的岩溶充水矿床。

(6) 采用防渗帷幕堵水时，其含水层埋藏深度不能过大，一般不宜超过400m。

6.1.1.2 有利的矿产资源条件

(1) 矿床储量规模大，矿山生产年限长。

(2) 矿体空间分布较为集中，埋藏深度较浅，帷幕的长度和深度不致过大。

6.1.1.3 含水层具有良好的可灌性

采用注浆方法构筑防渗帷幕要求含水层有良好的可灌性。对于基岩含水层,其岩溶、裂隙具有良好的连通性,在溶洞或裂隙中不稳定的充填物少,充填率低。

6.1.1.4 明显的经济效益和社会效益

(1)构筑防渗帷幕能够在短期内通过每年节省的排水经营费抵偿其基建投资。

(2)构筑的防渗帷幕应能挽回或减轻由于矿床疏干排水引起地面塌陷所造成的经济损失。

(3)构筑防渗帷幕应能避免大量排水,保护地下水资源。在地下水资源需要严格控制使用和保护的地区开采矿床时,应优先考虑采用注浆防渗帷幕。

(4)对于岩溶充水矿床,由于矿床疏干排水引起的地面塌陷严重,造成地面水土流失,耕地大量破坏以及大量工业设施和房屋搬迁时,为了保护自然环境,应尽量采用注浆防渗帷幕防治矿床地下水。

6.1.2 注浆防渗帷幕的特点及主要技术要求

6.1.2.1 注浆防渗帷幕的特点

1. 注浆防渗帷幕严格受矿区水文地质及工程地质条件控制

防渗帷幕堵截地段的含水层位置、隔水层及隔水边界的位置和空间形态共同决定着帷幕的范围、形状及空间形态,对防渗帷幕的布置具有控制作用,同时也直接影响着帷幕的堵水效果。由于防渗帷幕通常在大范围内堵截矿床地下水,帷幕地段水文地质及工程地质条件的任何变化,都会给帷幕的建造和施工带来显著影响。

2. 注浆工艺较复杂

注浆工艺的复杂性表现在如下几个方面。

(1)有些矿山常在埋藏很深的含水层中采用高压注浆的方法构筑防渗帷幕,而高压注浆对浆液的搅拌、输送和造浆工艺以及对注浆设备、输浆管道及其连接件的性能,均有较高的要求。例如,张马屯铁矿含水层埋藏深达500m,静水压力最高达 $43 \times 10^6 \text{ Pa}$,采用高压注浆,其注浆压力达到 $70 \times 10^5 \sim 100 \times 10^5 \text{ Pa}$ 。

(2)为了减少注浆孔的钻探工程量,有些矿山可采用地面与井下联合注浆工艺,但这种工艺将使造浆、输浆和注浆等工艺过程进一步复杂化。例如,水口山铅锌矿采用地面和井下联合注浆,通过井巷和直通式输浆孔,把地面造浆系统和井下注浆系统连接起来,使整个注浆工艺系统复杂化。

3. 注浆工程量较大、基建投资较高、工期较长。

矿山防治水采用的防渗帷幕,一般长度和深度均较大,因此,注浆孔的钻探工程量和注浆工程量很大,注浆材料消耗多,所耗投资费用一般较高,所需工期也较长,见表3-6-1水口山铅锌矿、张马屯铁矿及黑旺铁矿的注浆工程量,投资费用及工期。

部分矿山防渗帷幕注浆工程量、投资及工期表

表 3-6-1

矿山名称	帷幕长度 (m)	钻探工程量 (m)	注入水泥量 (t)	总投资费用 (万元)	施 工 时 间
水口山铅锌矿	560	31471.90	23129.36	635.69	1970年2月~1986年6月历时16年零4个月(大部分属停工待料时间)

续表

矿山名称	帷幕长度 (m)	钻探工程量 (m)	注入水泥量 (t)	总投资费用 (万元)	施 工 时 间
张马电铁矿	480	23816.95	10804.67	557.19	1975年12月~1979年9月历时3 年零9个月
黑旺铁矿	1520	23381.45	32454	674.78	1976年8月10日~1981年12月28 日历时5年零4个月

6.1.2.2 注浆防渗帷幕的主要技术要求

1. 确保开采安全

采用防渗帷幕防治矿床地下水, 保证帷幕建成后, 在高水头长期作用下, 必须具有足够的强度, 避免发生突然涌水, 确保矿山在服务年限内采矿作业的安全。

2. 最大限度地减少矿坑涌水量

要求帷幕建成后达到预期的堵水效果, 最大限度地减少矿坑涌水量, 以节省排水费用, 使帷幕投资在短期内还本。影响堵水效果的根本原因是在幕体内存在着未固结的漏水地段。据苏联的文献资料^[125]表明, 当未固结地段的宽度等于防渗帷幕总长的1/100时, 通过未设防地段流向开采系统的涌水量就会增加15%。

3. 防止(或减轻)地面塌陷

在某些岩溶充水矿床的开发过程中, 矿坑涌水量并不大, 为防止地面塌陷, 避免给矿山带来严重的经济损失, 是采用注浆防渗帷幕所要解决的主要问题。在这种情况下, 不仅要求在帷幕建成后有相当高的堵水效果, 而且还要能防止地面塌陷。

4. 在帷幕服务年限内保证堵水效果的稳定

帷幕建成后, 要求在帷幕的整个服务年限内, 在幕内外高水位差的渗流作用影响下, 注浆材料不冲蚀、不变质、不软化、不溶解, 帷幕的堵水效果不产生明显变化。

5. 施工进度必须满足矿山基建和生产对防治水的要求

由于构筑防渗帷幕具有工程量较大、施工期限长的特点, 因此, 注浆防渗帷幕的施工进度必须满足矿床开拓和开采进度计划的要求。

6.1.3 注浆防渗帷幕设计所需资料及其对帷幕的工程地质勘察要求

6.1.3.1 注浆防渗帷幕设计所需资料

(1) 经矿产储量委员会审批的矿区地质(含水文地质)勘探报告或专门水文地质报告。

(2) 帷幕地段的工程地质勘察报告。

(3) 注浆试验报告、浆液配比试验报告等。

6.1.3.2 帷幕工程地质勘察

1. 帷幕工程地质勘察必要性

在开展注浆防渗帷幕初步设计之前,必须进行帷幕的工程地质勘察,以保证设计方案立于可靠的基础之上。

(1) 由于构筑防渗帷幕具有工程量大,消耗材料多、投资高、施工工期长及严格受工程地质条件制约的特点,因此,和其它建(构)筑物一样,必须有可靠的工程地质资料为依据。

(2) 防渗帷幕必须建在地下开采错动界线或露天矿最终境界之外的矿区主要进水通道上,从矿区地质和水文地质勘探来看,该地段常靠近外围区,是勘探程度和研究程度较低的地段,因此在这样地段构筑防渗帷幕,必须进行工程地质勘察,方能为防渗帷幕设计提供可靠的资料。

(3) 帷幕的工程地质勘察是在矿区勘探之后进行的,主要是查明帷幕地段的边界条件和为注浆而进行一系列的物探和水文地质试验等工作,是矿区水文地质勘探所不能代替的。

2. 帷幕工程地质勘察应查明的主要问题

(1) 拟建帷幕地段的主要进水通道及两端隔水边界。

(2) 拟建帷幕地段含水层及隔水层的空间形态和展布,确定含水层和隔水层在平面上分布的连续性和在垂向上厚度变化的稳定性。

(3) 拟建帷幕地段主要构造破碎带的分布及规模,岩石的破碎程度及含水性。

(4) 注浆层中岩溶、裂隙的大小,在空间上的分布范围,岩溶率或裂隙率。

(5) 注浆层内岩溶的分布、发育程度及充填程度,充填物的成分及抗冲刷的能力。

(6) 含水层的地下水位、流向、流速、水温及水质等。

(7) 注浆层的单位吸水率、渗透系数等。

3. 帷幕工程地质勘察的主要技术要求

目前,尚无注浆防渗帷幕的工程地质勘察规范,据注浆防渗帷幕堵水工程地质勘察方面的实践经验,其工程地质勘察的主要技术要求如下。

1) 钻探工程布置

勘察钻孔应尽量布置在设计选定的帷幕线上,其钻孔的数量、孔距等应根据原矿床勘探时,对帷幕地段已有的研究程度和控制程度确定,并且钻探施工应遵循由疏而密的原则。按照一般经验,可视工程地质条件的复杂程度,孔距以50~60m为宜,最大不超过100m。对边界条件复杂的矿山,或当帷幕线附近存在着较大的构造破碎带时,应适当加密布置钻孔,追索构造破碎带的分布,查明破碎带的规模。钻孔深度应达到揭穿含水层进入隔水层后5~10m,或者当含水层底板埋藏深度过大而存在相对隔水层时,则需钻至相对隔水层中20~30m时停钻。工程地质钻孔的布置、施工和钻孔结构应尽可能考虑能为后期帷幕施工所利用,以节省钻探工程量。

2) 水文地质测试工作

对各工程地质勘察钻孔除进行钻孔简易水文地质观测工作外,还必须进行分层压水试验。分层的厚度视岩石的透水性而定,一般为20~30m,对于严重漏水地段,其厚度可缩

短至10~15m,对透水性弱的地段,其厚度可增至40~50m。

对帷幕两端的隔水层除有足够的钻探工程控制外,还必须进行压水试验,而不能简单的按岩性划定。经压水试验,一般单位吸水率小于 $0.011/\text{min}\cdot\text{m}\cdot\text{m}$ 的岩浆岩或其它岩石才是建幕较为理想的隔水岩石。

3) 物探测试

采用物探测试手段,探测岩溶或裂隙在空间上的分布,是帷幕工程地质勘察工作中一项重要内容。物探方法的选用,必须结合具体的水文地质条件而定。近年来,在帷幕堵水工程地质勘察工作中,广泛采用了钻孔无线电波透视的方法,取得了较好的效果。

4) 勘察资料整理

帷幕工程地质勘察资料的整理,除参照一般工程勘察要求之外,要详尽的提出堵水断面上的主、次要进水通道,隔水及相对隔水地段的具体位置,按照压水试验所获得的单位吸水率参数进行分区,并反映在剖面图上。对岩溶充水矿床,还需编制堵水断面上岩溶分布图等。

6.1.4 帷幕注浆试验

帷幕注浆试验是在注浆施工前,结合帷幕注浆工程设计进行的一种工业性试验。一般在帷幕地段的水文地质、工程地质条件复杂或设计中拟采用的注浆方法、注浆工艺及技术手段比较复杂并缺乏经验时,开展帷幕注浆试验工作。

6.1.4.1 帷幕注浆试验的任务

通过帷幕注浆试验,解决以下问题:

- (1) 从注浆技术上研究矿区实施注浆防渗帷幕堵水的可能性。
- (2) 验证设计中拟采用的注浆方法、注浆工艺及技术手段的有效性和可靠性。
- (3) 提供适合该矿区的注浆技术参数,如:注浆孔间距,最大灌注压力,浆液有效扩散半径及注浆段长度的确定等,为设计帷幕的修改和施工提供依据。
- (4) 落实采用浆液材料的种类和浆液配比,进一步核实注浆材料的消耗量。
- (5) 积累注浆施工经验,为注浆防渗帷幕的全面施工创造良好条件。

6.1.4.2 帷幕注浆试验设计要求

(1) 注浆试验应在帷幕线附近的水文地质及工程地质条件有代表性的地段上进行。若帷幕长度大而帷幕线附近水文地质及工程地质条件复杂多变时,可选择2~3个地段分别进行注浆试验。

(2) 注浆试验应与注浆防渗帷幕设计中确定的注浆方法和注浆工艺及采用的技术手段相一致。

(3) 注浆试验工程应尽可能为以后的帷幕注浆工程所利用,以求减少注浆工程量,节约投资费用。

6.1.5 注浆防渗帷幕设计的一般要求

6.1.5.1 设计依据的原始资料必须充分、可靠

必须查明防渗帷幕地段的水文地质、工程地质条件,否则因水文地质及工程地质条件

不清,设计依据的原始资料不足,可靠性低,致使建成的帷幕达不到预期效果;或因边界条件不清,帷幕施工中,帷幕线一再加长,使设计方案变更,延长了施工期限,达不到预期的经济效益和堵水效果;或因设计确定的注浆工艺和选用的注浆材料与水文地质、工程地质条件不符,导致浆液大量流失、注浆材料消耗甚多,而仍不能达到预期堵水效果等。为此,必须提高矿区水文地质工作程度和研究程度,并进行专门的帷幕工程地质勘察,为防渗帷幕设计提供充分、可靠的水文地质、工程地质资料。

6.1.5.2 设计推荐的帷幕方案必须具有明显的经济效益

防渗帷幕方案的确定 必须通过详尽的技术经济比较,证明它确实具有比其它防治水方案更为显著的经济效果时才能推荐采用。当矿区存在几个可能的帷幕线方案时,也应通过技术经济比较选取最优方案。帷幕的工程投资和堵水效果,在很大程度上取决于帷幕选线的合理性。从技术与经济上考虑,在满足构筑防渗帷幕的基本条件下,应使所选定的帷幕线尽量短,注浆深度尽量浅,注浆层的厚度尽量小,以减少工程投资,缩短施工期限。

6.1.5.3 帷幕的选型及其布置应遵循的原则

帷幕形式应根据矿区水文地质条件,注浆层的埋藏及边界条件等因素进行选择。在水文地质条件允许情况下,应尽量采用封底式帷幕,在平面上应力求采用封闭式帷幕,以确保有较高的堵水效果;

帷幕必须布置在地下开采错动线或露天矿最终境界线之外,与错动线或最终境界的最小距离不小于20~30m;

在详细研究帷幕地段水文地质条件的基础上,使帷幕线的走向与地下水的流向相垂直,力求帷幕最短、深度最浅。

6.1.5.4 注浆工艺应保证幕体具有足够强度和稳定性

为使帷幕在服务年限内能够长期经受高水位差的渗流影响而不破坏其稳定性,设计应采用先进的注浆工艺,特别是在进行高压注浆时,注浆泵要有足够的压力,造浆系统需保证足够的供浆能力,输浆、注浆系统需配备自动测量仪表等,以便从注浆工艺方面,确保注浆质量,提高堵水效果。

6.1.5.5 尽可能选用来源广泛,价格低廉的注浆材料

构筑防渗帷幕消耗的注浆材料一般数量比较大,因此,设计选用的注浆材料要有比较广泛的来源,以保证注浆工作的连续进行。从降低投资费用和保护环境考虑,应尽量选用价格低廉和不污染环境的材料,而且,在达到同样堵水效果的前提下,应尽量选用无机材料和单液注浆工艺等。

6.1.5.6 尽可能缩短帷幕的施工期限

帷幕的施工期限,必须满足采掘进度计划要求。为了缩短施工期限,从帷幕线的选择到注浆工作规模以及施工组织计划安排等方面,都要采取相应措施,使帷幕早日建成,早日发挥其防治水的经济效益。

6.1.6 注浆防渗帷幕设计阶段及初步设计内容要求

6.1.6.1 设计阶段划分

注浆防渗帷幕工程设计按可行性研究、初步设计及施工图三个设计阶段进行。在矿床

开发之前的矿山设计中,防渗帷幕工程设计是矿山总体开采设计的组成部分,而在矿山投产后,采用防渗帷幕治理矿床地下水时,防渗帷幕工程设计属于单项工程设计。在这两种不同的情况下开展帷幕工程设计时,都必须严格坚持设计程序,即在开展初步设计之前,都应坚持进行可行性研究和随后进行的帷幕工程地质勘察,以利于防治水设计方案的合理确定。

6.1.6.2 初步设计内容要求

1. 对设计依据的基础资料评价

在进行设计时,首先应分析与评述设计依据的各种原始资料,提出存在的主要问题,研究这些问题对注浆防渗帷幕设计的影响程度以及应采取的相应措施,提出解决这些问题的方法和途径。在分析研究中应侧重以下几个方面:

(1)矿床开采的水文地质条件,矿坑充水因素以及含水层水文地质参数和矿坑涌水量计算成果的可靠程度。

(2)帷幕两端隔水边界的控制程度及可靠程度。

(3)帷幕地段的含水层赋存状态及地下水迳流带、地下水水位、流向、流速及水质等测试资料的代表性和可靠性。

(4)注浆层可灌性的研究,注意浆液结石能否与围岩固结为一个整体。

2. 对采用注浆防渗帷幕必要性和可行性的论证

对矿区采用注浆防渗帷幕的必要性和可行性作详细的技术经济论证。

3. 注浆防渗帷幕的结构设计

(1)帷幕线选择的技术经济论证。

(2)帷幕的平面布置及结构形式。

(3)帷幕的长度、深度及厚度的设计。帷幕长度的设计,必须充分考虑幕体两端具有稳定而可靠的隔水边界;帷幕深度的确定须考虑深部绕流及封底处理;帷幕厚度的设计要注意幕体的稳定性及抗冲刷能力等。

4. 注浆工程设计

(1)注浆参数与有关标准的确定。确定浆液有效扩散半径,注浆孔孔距、排距,注浆段长度、灌注压力、浆液浓度、浆液注入量及注浆结束标准等。

(2)注浆孔布置及结构。注浆孔的位置、孔数、孔深及钻探进尺,注浆孔结构、开孔直径及终孔直径等。

(3)水位观测孔,水文地质试验钻孔及注浆质量检查孔的位置、孔数、孔深及钻探进尺,钻孔结构及主要施工技术要求等。

(4)采用地面和井下联合注浆时,地面和井下注浆系统的工程布置,注浆硐室及注浆质量检查巷道的结构及规格要求等。

(5)注浆工程的测试工作。确定测试工作的项目及测试要求等。

5. 注浆工艺设计

(1)确定造浆方法、供料方式、计量和检测方法、调节和控制、造浆站的生产能力等。

(2)确定注浆工艺流程:造浆、输浆和止浆的工艺过程、浆液的调节、加压和计量方

法。

(3) 注浆方法: 确定灌注方式、段高选择、注浆顺序、流量和压力控制、增加吸浆能力的措施等。

(4) 注浆材料的选择、浆液配比及浓度的确定。

(5) 安全与劳动保护措施。

6. 注浆工程主要材料

(1) 注浆材料的种类及数量。

(2) 主要施工材料。

7. 施工设备的配置

包括钻探设备、造浆设备、注浆设备、注浆材料的贮存及输送设备、浆液试验室主要仪器、设备及其他各种测试仪表设备的型号、规格及数量。

8. 帷幕堵水效果的检验

(1) 帷幕质量检查和堵水效果的评价。

(2) 堵水效果的检验标准。

(3) 建立幕内、外地下水长期观测系统。

9. 采区局部排水措施的建立

(1) 研究采区内建立局部排水措施的必要性。

(2) 预测帷幕建成后通过帷幕渗流及其它部位进入采区的涌水量。

10. 预测防渗帷幕建成后, 由于天然水文地质条件改变所带来的影响

(1) 分析帷幕建成后对区域及矿区水文地质条件的影响及产生的后果。

(2) 研究帷幕上游区段, 由于地下水位升高可能产生的影响以及地下水资源利用的经济效益和社会效益。

(3) 预测帷幕下游区段由于地下水位降低可能产生的影响, 并提出解决办法。

11. 生产水文地质工作设计

确定帷幕建成后, 矿山日常生产水文地质工作的目的、任务、工作内容及工作量, 配置所需测试仪表设备, 人员编制及组成。

12. 编制设计概算

13. 主要附图

(1) 矿区水文地质图 (1:1000~1:5000)。

(2) 注浆防渗帷幕地段水文地质平面图 (1:500~1:2000)。

(3) 注浆防渗帷幕地段水文地质纵横剖面图。

(4) 注浆防渗帷幕工程平面布置图 (1:500~1:2000)。标明统一坐标网及高程系统; 主要水文地质勘探点及试验点的位置及编号; 地层界线, 含水层与隔水层界线, 构造线; 帷幕幕体的位置及中心线, 表明注浆帷幕与被保护的开采地段的关系, 反映出露天开采境界, 地下开采主要井巷工程布置、塌落界线及错动界线等; 标明注浆材料贮存、造浆、输浆和注浆等系统的位置; 表明帷幕与采区局部排水及地面防水系统的关系; 帷幕内外地下水位观测孔的位置及编号。

(5) 注浆防渗帷幕剖面图: 标明地质界线, 水文地质界线, 构造线, 水文地质勘探和试验点编号; 标明各含水层的水文地质参数; 表明帷幕在剖面上的位置及其与采区的相

对位置;表明帷幕建成后,幕内外可能的地下水位线;幕内外水位观测孔的位置及编号。

(6)注浆工程综合平面设计图(1:500~1:2000)。标明帷幕线附近的地形线,地质界线,各种勘探、勘察工程的位置及编号;帷幕的长度和宽度;注浆孔的位置及编号,孔距及注浆孔施工序列;注浆质量检查孔及水位观测孔的位置及编号等。

(7)注浆工程设计剖面图(沿帷幕线)。标明在剖面上各含水层及隔水层的分布界线,构造线的位置;表明帷幕的长度及深度;在剖面上注浆孔的位置及编号,注浆孔的间距及深度等。

14. 主要附表

- (1)注浆材料消耗估算表;
- (2)主要设备与仪器、仪表一览表;
- (3)人员组成表;
- (4)注浆进度计划表;
- (5)设计概算表。

6.2 注浆防渗帷幕的结构形式及平面布置

6.2.1 结构形式

注浆防渗帷幕一般可以分为两种结构形式:封底式防渗帷幕和半封底式防渗帷幕。

6.2.1.1 封底式防渗帷幕

封底式防渗帷幕是在采区的所有进水通道上完全截断地下水。按照帷幕地段含水层与隔水层的赋存特点,封底式防渗帷幕可分为如下两类。

(1)在含水层底部有坚实的隔水层,防渗帷幕的幕底设在隔水层上(图3-6-1, a, b)。这种帷幕要求在含水层的过水断面上全部注浆堵截地下水,因而,当帷幕建成后,不存在幕底绕流,容易收到良好的堵水效果。

(2)防渗帷幕的幕底设在含水层中,并被注浆所封闭,整个幕体则是由垂直向下的幕身和略成水平的幕底组成(图3-6-1, c, d)。这种帷幕宜在含水层于幕底正下方埋藏较深,但侧方有隔水层或相对隔水层可供利用时采用。与前类帷幕相比,一般注浆工程量较大,消耗材料多,投资高。例如张马屯铁矿在奥陶系石灰岩含水层中构筑的这种帷幕,取得了80%的堵水效果。

6.2.1.2 半封底式防渗帷幕

半封底式防渗帷幕是在采区强含水层的进水通道或集中径流带上拦截地下水,幕底设在下部弱含水层中,允许弱含水层向采区渗流。在厚大岩溶化的碳酸盐岩石中建幕时,多把幕底设在岩溶发育弱带中(图3-6-2, b),帷幕堵截强岩溶发育带的地下水。另一种情况是把幕底设在下伏不同岩性的弱含水层顶面上(图3-6-2, a),堵截强含水层的地下水,允许弱含水层地下水向采区渗流。由于帷幕建成后,还存在弱含水层或强含水层通过弱含水层向采区的渗流,因此,这种帷幕的堵水效果较之封底式防渗帷幕低。例如水口山铅锌矿半封底式防渗帷幕建在下二叠统栖霞组大理岩的弱岩溶发育带上,取得

了53%的堵水效果。

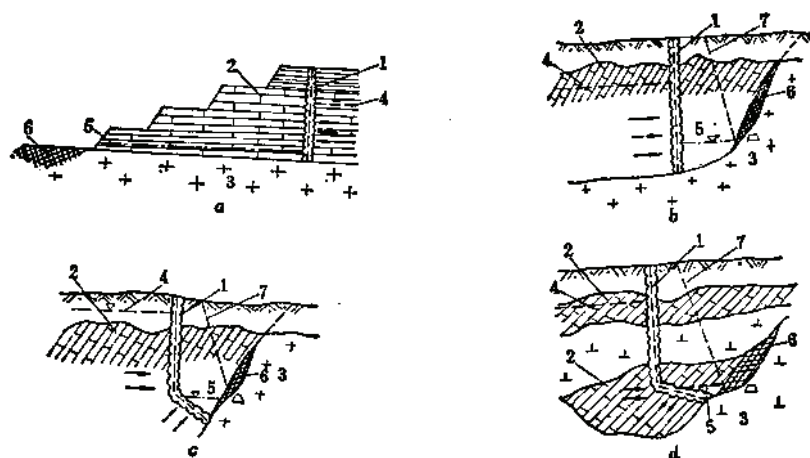


图 3-6-1 封底式帷幕结构形式示意图

1—注浆防渗帷幕；2—含水层；3—隔水层；4—幕外地下水位；
5—幕内地下水位；6—矿体；7—地下开采错动界线

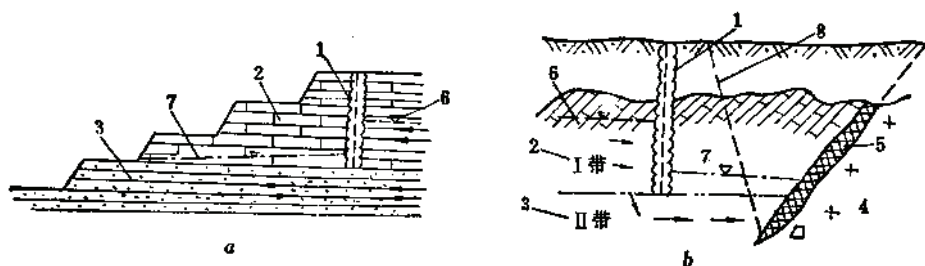


图 3-6-2 半封底式帷幕结构形式示意图

1—注浆防渗帷幕；2—强含水层；3—弱含水层；4—隔水层；
5—矿体；6—幕外地下水位；7—幕内地下水位；8—地下开采错动界线

6.2.2 平面布置形式

注浆防渗帷幕的平面布置形式，基本可以归结为两类：封闭式的和半封闭式布置。

6.2.2.1 封闭式布置

封闭式布置系指在平面上帷幕两端和隔水层密切相连，使采区被隔水边界和拟建的帷幕所包围，形成阻截地下水的封闭系统（参见图 3-6-3）。

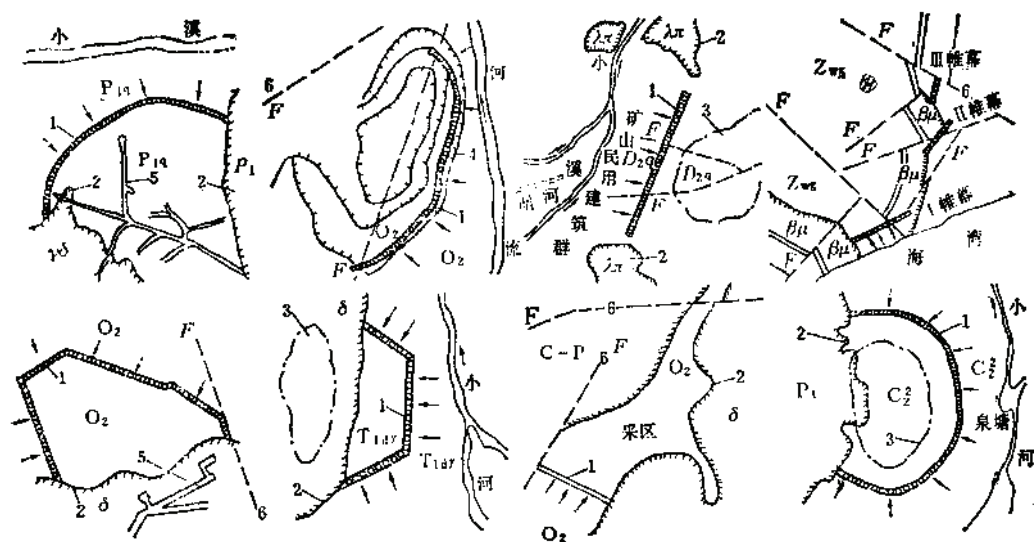


图 3-6-3 各种进水条件下帷幕的封闭式布置形式图

1—注浆防渗帷幕；2—隔水边界；3—地下矿开采错动界线；4—露天开采境界；5—采区巷道；6—断层含水层； P_{1q} —下二叠统栖霞灰岩； O_2 —中奥陶统石灰岩； D_{2q} —中泥盆统石灰岩； C_2 —中石炭统黄龙灰岩； T_{1dy} —下三叠统大冶灰岩； Zws —甘井子组石灰岩
隔水层： P_1 —下二叠统茅口砂岩； $C-P$ —碳二叠系砂页岩； $\gamma\delta$ —花岗闪长岩； $\lambda\pi$ —石英斑岩； δ —闪长岩； P_1 —千枚岩； $\beta\mu$ —辉绿岩

国内金属矿山设计和施工的帷幕，基本上都采用封闭式布置，这种布置容易取得较好的堵水效果。采用封闭式布置时，要求矿区必须具备进水通道狭窄和帷幕两端有良好的隔水边界条件。封闭式帷幕的平面形状则因隔水边界或采区形状的不同而异，一般多呈直线或环形布置（图 3-6-3）。直线布置常常是把帷幕布置在开采错动界线之外最狭窄过水通道上，与在同样条件下的环形布置相比，可以减少注浆孔的数量，降低注浆材料消耗，减少基建投资和缩短施工期限。

6.2.2.2 半封闭式布置

半封闭式布置系指在平面上帷幕布置在矿区进水的主要通道或集中迳流带上，用以堵截流向采区的大部分地下水，而允许其余弱含水部位向采区的渗流（图 3-6-4）。

半封闭式布置一般适用于矿区进水通道宽阔，同时在平面上，含水层存在主要进水通道或集中迳流带的情况。在这种条件下，若按封闭式布置时，则会造成帷幕线过长，投资增加甚至造成经济上的不合理。半封闭式布置，可以缩短帷幕线的长度，降低投资费用，但堵水效果相应降低，而增加了排水经营费用。因此，采用半封闭布置时，在设计中应进行帷幕线选择的技术经济比较，以保证设计方案的合理性。

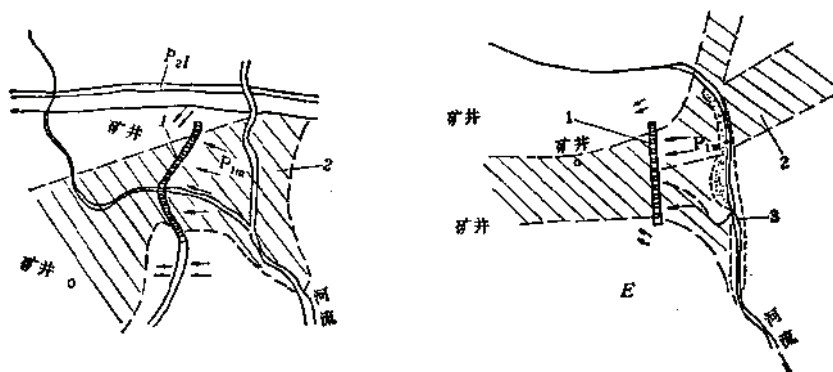


图 3-6-4 浅截帷幕的半封闭式布置形式图

1—浅截帷幕；2—集中过流带的范围；3—河床渗漏段；
 P_{1m} —下二叠统茅口灰岩强含水层； E —第三系砂岩弱含水层； P_{21} —上二叠统龙潭煤系

6.3 注浆方法及注浆工艺

6.3.1 注浆孔的布置形式

采用注浆防渗帷幕防治矿床地下水时，帷幕线上注浆孔的布置形式有单排孔及双排孔两类。国内多数矿山采用单排孔布置形式。

6.3.1.1 单排孔形式

1. 等距孔形式

等距孔形式系指各序次注浆孔按等距布置在帷幕线上（图 3-6-5），一般在含水层透水性较均一的情况下采用。

2. 不等距孔形式

不等距孔形式系指各序次注浆孔按不等间距布置在帷幕线上（图 3-6-6），一般在含水层透水性极不均一的情况下采用。

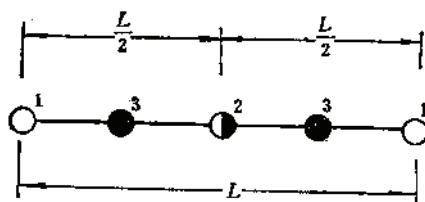


图 3-6-5 等距孔布置形式图

1—第Ⅰ序次孔；2—第Ⅱ序次孔；
 3—第Ⅲ序次孔； L —第Ⅰ序次孔距

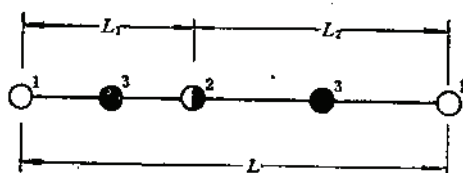


图 3-6-6 不等距孔布置形式图

1—第Ⅰ序次孔；2—第Ⅱ序次孔；3—第Ⅲ序次孔； L —第Ⅰ序次孔距

6.3.1.2 双排孔形式

当帷幕设计厚度较大或在动水条件下注浆时，为了保证注浆质量，可采用双排孔布置形式。采用双排孔布置时，各注浆孔常呈梅花型排列。各序次孔排列见图 3-6-7。

6.3.2 注浆方法

注浆防渗帷幕的注浆方法,按浆液在管路和注浆孔中的运行方式可以分为三类:压入式注浆法,循环式注浆法和自流式注浆法。

6.3.2.1 压入式注浆法

浆液由注浆泵以一定的压力压出,通过输浆管路压入注浆孔的溶洞、裂隙中。浆液在泵压的作用下由近到远逐渐充满溶洞和裂隙,经过凝胶、固结之后,与围岩结成一体,起到阻水作用。

压入式注浆法不在输浆管路中设置回浆装置,由注浆泵压出的浆液被注浆层全部吸收,而浆量的控制依靠泵体的调速装置实现。压入式注浆法的注浆过程见图3-6-8。

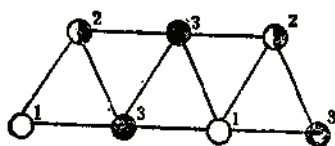


图 3-6-7 双排孔布置形式图

1—第Ⅰ序次孔; 2—第Ⅰ序次孔;
3—第Ⅱ序次孔

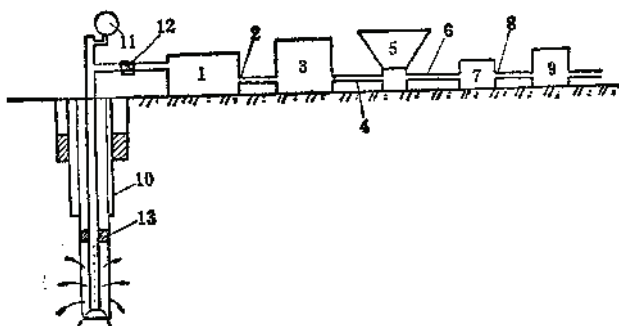


图 3-6-8 压入式注浆示意图

1—注浆泵; 2—吸浆管; 3—贮浆池; 4—输浆管; 5—逆浆器;
6—输水管; 7—清水泵; 8—吸水管; 9—清水池; 10—注浆孔;
11—压力表; 12—闸阀; 13—止浆塞

由于压入式注浆是把浆液直接压入注浆层中,因此具有注浆速度快、压力高、浆液填充致密和结石体强度高的特点,常被各种防水注浆工程采用。如张马屯铁矿和黑旺铁矿的注浆防渗帷幕都成功的采用了压入式注浆法。

6.3.2.2 循环式注浆法

浆液由注浆泵压出,通过输浆管路压入注浆孔的溶洞、裂隙中。与压入式注浆相比,最大的区别是在输浆管路中设置专门的回浆装置,使注浆各不同阶段多余的浆液由注浆孔返回到贮浆池中,以调节各时期对浆量的需求。循环式注浆方法的注浆过程见图3-6-9。

循环式注浆可以恒压注入,容易控制浆液的扩散范围。和压入式注浆相比,注浆速度慢,当地下水流速较大时,浆液容易被水稀释,使注浆材料消耗量增大,因此,在注浆防渗帷幕的施工实践中很少采用,仅用于压力不高的浅层帷幕注浆施工中。

6.3.2.3 自流式注浆法

浆液依靠地形的高差和浆液的自重压力沿输浆管自流到注浆孔充填溶洞和裂隙。其扩散距离随着浆液不断的流入而增大,直至溶洞、裂隙填满压实为止。这种注浆法适用于具

有较大溶洞或裂隙的注浆层中。在这种情况下,为了节省注浆材料,在浆液中须经常添加惰性材料做为骨料随同浆液流入注浆孔并充填到较大溶洞中,固结之后起到阻水作用,应用这种方法时,输浆管路不能出现逆坡。如水口山铅锌矿注浆防渗帷幕曾采用了自流式注浆法,其自流式注浆系统见图3-6-10。

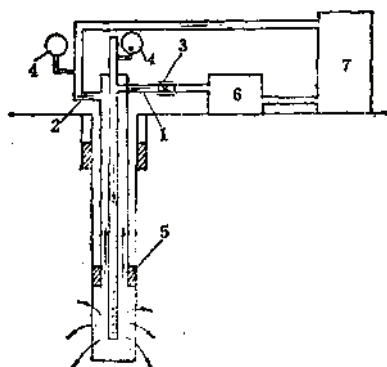


图 3-6-9 循环式注浆示意图
1—进浆管; 2—回浆管; 3—闸阀; 4—压力表;
5—止浆塞; 6—注浆泵; 7—贮浆池

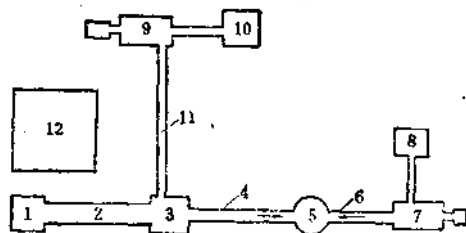


图 3-6-10 水口山铅锌矿自流式注浆平面布置示意图
1—上料漏斗; 2—上料皮带; 3—送水砂漏斗;
4—输料管; 5—注浆孔; 6—输浆管; 7—泥浆泵;
8—贮浆池; 9—清水泵; 10—清水池; 11—输水管;
12—堆料场

6.3.3 注浆方式

各种用途的注浆,均可按浆液在注浆孔中的灌注顺序,分为上行式注浆和下行式注浆两种方式。在注浆工程实践中,采用下行式注浆较多,上行式注浆较少。

注浆一般都是分段进行的,一个注浆孔通常都要分为几个注浆段进行分段注浆。自上而下分段进行注浆直至注浆孔注浆结束,称为分段下行式注浆。下行式注浆须使注浆孔钻进一段,注一段,前段注完后,经透孔后再注,反复交替进行。下行式注浆的钻进和注浆交替进行的过程见图3-6-11。

分段上行式注浆,即注浆孔一次钻进到注浆孔最终深度,使用止浆塞自下而上逐段注

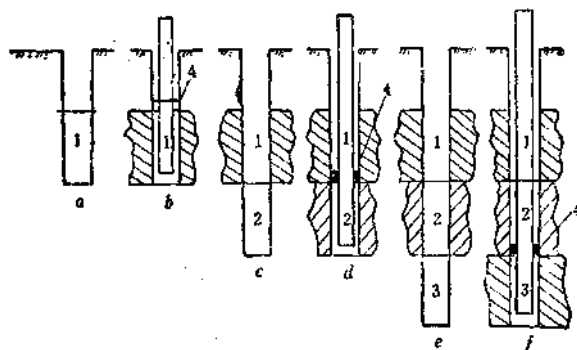


图 3-6-11 下行式注浆示意图
a、b—第一段钻进及注浆; c、d—第二段钻进及注浆;
e、f—第三段钻进及注浆; 1、2、3—注浆段编号; 4—止浆塞

浆,直至注浆孔注浆结束。分段上行式注浆的注浆孔钻探和注浆的施工顺序见图3-6-12。

分段上行式和下行式注浆的适用条件及优缺点见表3-6-2。

上行式与下行式注浆的适用条件及优缺点表

表3-6-2

注浆方式	施工顺序	适用条件	优缺点
下行分段 压入式注 浆	由上而下分段,在 同一段内钻孔与注浆 交替进行 终孔后,由下而上 分段复注	(1)含水层之间没有完好的隔水层 (2)涌水量大的厚含水层(厚度大 于40m) (3)注浆层岩层松软破碎,岩石孔 壁不利于设止浆塞	(1)下行施工有利于保护孔壁 的完整性,因而便于实现分段注浆 (2)能有效地控制浆液上窜, 确保下行分段有足够的注入量
上行分段 压入式注 浆	注浆孔一次钻到终 孔深度,然后由下而 上通过设置止浆塞实 行分段压入式注浆或 全段一次注浆	(1)注浆深度一般不大于200m (2)涌水量大的含水层,其厚度不 大于40m (3)上、下含水层之间有良好的隔 水层,岩层坚固,孔壁完整,能实现分 段止浆	(1)可减少工艺重复,简化打 钻与注浆工艺 (2)对地层条件要求过于严 格,适用范围局限性较大

6.3.4 注 浆 工 艺

注浆工艺包括注浆孔钻进、压水、造浆、止浆及注浆等各主要环节。注浆工艺系统要求各环节互相衔接,紧密配合,注浆孔结构、注浆设备及管路等必须相互适应。

6.3.4.1 注浆孔钻进

1. 注浆孔结构

注浆直径的选择,应考虑尽量扩大注浆孔揭露含水层的裂隙、溶洞等过水断面,但同时也应兼顾钻进施工方便。一般要求注浆孔注浆段的直径不小于110mm;特殊地质条件下或当帷幕深度很大时,亦不应小于91mm。

为方便钻进施工,简化工序,钻孔结构应尽量简单。如张马屯铁矿防渗帷幕采用的注浆孔,在预注浆位置采用110mm直径,上部采用直径146mm套管和直径219mm孔口管,对第四系土层进行严格止水,其注浆孔结构见图3-6-13。

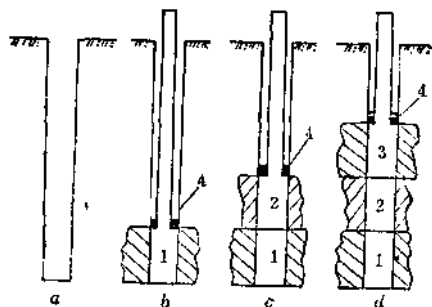


图3-6-12 上行式注浆示意图

a—注浆孔; b—第一段注浆; c—第二段注浆;
d—第三段注浆; 1、2、3—注浆段编号;
4—止浆塞

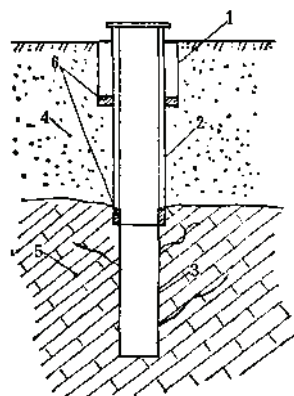


图3-6-13 注浆孔结构示意图

1—直径219mm孔口管; 2—直径146mm套管;
3—直径110mm注浆孔; 4—第四系土层;
5—岩溶、裂隙含水层; 6—钻孔止水

当注浆孔采用孔口封闭注浆时,要求在套管上端焊有法兰盘,以便连接注浆管路及安装孔口设备。

2. 注浆孔垂直度

注浆孔钻进应尽量保持垂直,防止偏斜。但在实际钻进操作中,由于钻探设备和施工技术水平的限制,往往在钻进到一定深度时都会产生钻孔偏斜,而且偏斜度随孔深增大而逐渐增大。为了保证帷幕的连续性和完整性,注浆孔允许的偏斜率一般应控制在0.5%以内。当通过一定措施,能够确保帷幕施工质量时,可适当放宽钻孔偏斜的要求。如张马屯铁矿在注浆孔施工中采用了表3-6-3的允许偏斜率,达到了预期效果。

注浆钻孔允许偏斜率表

表3-6-3

钻探深度(m)	<200	200~300	300~400	400~500
允许偏斜率(%)	0.5	0.5~0.7	0.7~1.0	1.0~1.3

注浆孔出现偏斜可能有三种情况。

(1)同向偏斜。帷幕线上所有注浆孔均向同一方向偏斜,一般容易出现沿岩层倾斜方向偏斜的情况,这种情况对幕体的整体性、连续性影响较小。

(2)两相邻注浆孔,一孔垂直,一孔偏斜。这种偏斜虽然不如同向偏斜,但偏斜率往往在允许范围内。例如,对400m深、10m间距的注浆孔,如按表3-6-3偏斜率要求,落点间距将增大4m,两孔间最大距离为14m,对于高压注浆,当扩散半径在10~15m时,可以保证帷幕的连续性和整体性。

(3)反向偏斜。这种偏斜对帷幕注浆最不利,即使单个注浆孔达到了允许的偏斜率要求,但如果出现反向偏斜,对帷幕的整体性影响也会很大。例如,对于400m深、10m间距的两注浆孔,如按表3-6-3偏斜率要求,在出现反向偏斜时,注浆孔最大间距将增至18m,此时难以保证帷幕的连续性和整体性。在这种情况下,应考虑在两孔中间补孔或采取定向导斜补救措施。

为保证注浆孔的偏斜在允许范围之内,要求在钻进过程中每50m深测斜一次。

3. 钻头和钻头压力

为使注浆孔尽量保持圆直,最好采用镶钨钴硬质合金筒状钻头钻进。为便于在孔内下止浆塞,要求合金外出刃口一般加大1.2~2mm。为保证注浆孔的垂直度,要根据岩层的硬度严格掌握钻进压力。

4. 取心和冲洗液

注浆孔的钻进,要求全部提取岩心,以观察岩溶、裂隙的发育情况,岩心采取率一般要求为70~80%,回次进尺不超过2m,使用8m长的岩心管时,一次钻进不得超过岩心管长的2/3。为保证注浆孔的可灌性,要求注浆钻孔用清水探进,当钻进遇到松软破碎地层时,可采用低固相泥浆钻进。

6.3.4.2 压水

压水的目的是为了了解注浆孔中各段注浆层的富水性、透水性,用以进行分段,确定浆液配比,计算浆液消耗和材料用量及预测注浆时间等。

压水正规和简易两种。前者采用三个压力阶段，以探求水量和压力的关系。试验要求严格、精度较高，位于主要过水通道上的注浆孔和质量检查孔均应采用这种方法。简易压水只做一个压力阶段，通常在一般的注浆孔中采用。其所用压力常采用压水所在位置的水柱压力。

压水试验的成果用单位吸水率表示，其单位为 $l/min \cdot m \cdot m$ ，即1 m长的注浆段在1 m高的水柱压力作用下，1 min所吸收的水量。严格的讲，在计算单位吸水率时，应取全压力，即表压加上压力表至地下水位的水柱压力减去压力损失，但考虑到一般注浆孔均在孔口装设压力表，当地下水位埋藏深度不大时，可近似的取用表压。

根据钻孔单位吸水率的大小，可将岩层的透水性分为七级（表3-6-4）。

岩层透水性分级表

表3-6-4

透水性分级	岩层透水程度	钻孔单位吸水率 $q_w(l/min \cdot m \cdot m)$
1	低透水性岩层	<0.001
2	弱透水性岩层	$0.001 \sim 0.01$
3	较弱透水性岩层	$0.01 \sim 0.1$
4	中等透水性岩层	$0.1 \sim 1.0$
5	高透水性岩层	$1.0 \sim 10$
6	强透水性岩层	$10 \sim 100$
7	极强透水性岩层	>100

表中1~2级岩层透水性很小，实际上是不可灌的。5~7级岩层的可灌性很好，多属岩溶发育的碳酸盐岩石含水层。一般当注浆后的岩层吸水率达到 $0.05 l/min \cdot m \cdot m$ 时，即符合注浆结束标准。

压水试验成果的计算方法如下。

1. 简易压水试验成果计算

简易注水时，单位吸水率按下式计算：

$$q_w = \frac{Q}{LS} \quad (3-6-1)$$

式中 q_w ——单位吸水率， $l/min \cdot m \cdot m$ ；
 Q ——钻孔压水的稳定流量， l/min ；
 L ——试验段长度， m ；
 S ——试段压水时所施加的压力， m 。

2. 正规压水试验成果计算

(1) 压力-流量呈直线关系时：

$$q_w = \frac{Q_1 + Q_2 + Q_3}{L(S_1 + S_2 + S_3)} \quad (3-6-2)$$

式中 Q_1 、 Q_2 、 Q_3 ——分别为三个压力阶段（水柱高）的稳定压入水量， l/min ；
 S_1 、 S_2 、 S_3 ——分别为三个压力阶段的水柱高度， m ；
 其余符号同前。

(2) 压力-流量呈抛物线时:

$$q_w = \frac{q}{L} \quad (3-6-3)$$

$$\lg q = \frac{(\lg Q_1 + \lg Q_2 + \lg Q_3) - \frac{1}{m} (\lg s_1 + \lg s_2 + \lg s_3)}{3} \quad (3-6-4)$$

$$m = (m_1 + m_2 + m_3) / 3 \quad (3-6-5)$$

$$m_1 = \frac{\lg s_2 - \lg s_1}{\lg Q_2 - \lg Q_1} \quad (3-6-6)$$

$$m_2 = \frac{\lg s_3 - \lg s_2}{\lg Q_3 - \lg Q_2} \quad (3-6-7)$$

$$m_3 = \frac{\lg s_3 - \lg s_1}{\lg Q_3 - \lg Q_1} \quad (3-6-8)$$

式中 q ——单位水柱作用下, 1 min 内压水段的吸水量, l/min.m;

m ——三个压力阶段的压力与流量关系系数;

m_1, m_2, m_3 ——相邻两压力阶段的压力与流量关系系数;

其余符号同前。

压水试验相当于注浆的模拟试验, 这是由于压水和注浆是在完全相同的条件下进行的。这样, 先期进行压水试验所获得的上述有关参数, 可用以指导以后的注浆施工。

6.3.4.3 止浆

止浆的作用是防止浆液绕浆返浆, 使浆液在足够的压力作用下, 扩散到注浆层的溶洞、裂隙中, 达到注浆堵水的目的。止浆之后, 要进行压水试验, 检查止浆是否合格。在注浆施工中, 有时一个注浆段往往要止几次浆, 直到合格为止。

在帷幕注浆工程中, 应根据注浆深度、注浆材料性能及浆液混合方式选用止浆方法。帷幕注浆工程中常用的止浆方法有机械式止浆法和水力膨胀式止浆法。在这两种止浆方法中, 止浆塞是实现分段注浆的工具, 常用止浆塞的类型、工作原理及适用条件见表 3-6-5。

6.3.4.4 造浆

注浆所用浆液由造浆站配料、搅拌、检测, 经输浆管路送至注浆孔。造浆站的设备比较集中, 在平面布置和设备选用方面都应认真考虑。

1. 造浆站的类型

造浆站依其所处的位置可分为两类: 地面造浆站和井下造浆站。

1) 地面造浆站

地面造浆站是把造浆设备放在地面, 造出的浆液通过输浆管送至地面或井下注浆孔。地面造浆站多数为固定车间形式, 但也可采用注浆车布置成移动式综合造浆站。地面造浆

止浆塞的类型、工作原理及适用条件表

表 3-6-5

止浆塞 类型	机械式				水力膨胀式	
	单管三爪止浆塞	单管异径止浆塞	孔内双管止浆塞	小型双管止浆塞	单管止浆塞	双管止浆塞
工作原理	(1)利用钻机泥浆泵给水,把托盘推出,三爪张开 (2)三爪与孔壁接触为支点 (3)用钻机加压,使胶塞产生横向变形与孔壁挤紧,起止浆作用	(1)利用钻孔变径台阶为支点 (2)用钻机加压胶塞即产生横向变形与孔壁挤紧,起止浆作用	(1)外管在孔口固定为支点 (2)利用钻机上提钻杆使胶塞受压,产生横向变形与孔壁挤紧,起止浆作用	利用内管固定为支点,拧转外管,使胶塞产生横向变形与孔壁挤紧起止浆作用	(1)利用铅球控制阀调节胶筒膨胀压力 (2)用高压水泵通过钻杆送水 (3)具有一定压力的水经过单向阀进入胶筒 (4)水压升高到设计数值时,铅球从阀座处挤出 (5)在单向阀作用下,压力水使胶筒保持受压膨胀状态,与孔壁挤紧,起止浆作用	(1)一条内径6mm的高压胶管,一条铁管同时下入钻孔内 (2)利用高压水泵送水进入胶筒,使胶筒膨胀,产生横向变形与孔壁挤紧,达到止浆目的
适用条件	(1)分段上行或下行式注浆 (2)套管内或较硬岩石孔壁完整的裸孔内止浆 (3)三爪张开最大直径为150mm (4)孔深小于500m止浆	(1)较坚硬岩石孔壁完整的裸孔止浆 (2)下行式注浆 (3)变径台阶设在硬岩位置且为受力点	(1)分段上行或下行式注浆 (2)套管内或坚硬岩石孔壁完整的裸孔止浆 (3)孔深小于200m止浆 (4)地下水流速很大,要求凝固时间很短时采用	套管内或较硬岩石孔壁完整的裸孔止浆	(1)分段上行或下行式连续注浆 (2)套管内或较硬岩石孔壁完整的裸孔止浆	(1)分段上行或下行式连续注浆 (2)套管内或较硬岩石孔壁完整的裸孔止浆

站具有造浆能力大,场地容易选择及易于防尘的特点。

2) 井下造浆站

井下造浆站是把造浆设备放在井下,造好的浆液通过管道送至井下注浆工作面,这种造浆站的造浆能力一般比较小,作业场地狭窄且不易防尘,工作环境较差。

2. 造浆站的一般要求

(1)保证连续供浆,其供浆能力根据注浆工程用浆量选定,设备能力要超过实际用量的0.5~1.0倍。

(2)计量装置要准确,浆液的泵压及浆量要有自动计量装置,根据井下及注浆孔的实际需要量能随时调整。

(3)平面布置要合理,采用操作室集中操作。

(4)注意环境保护,造浆站的灰尘一般比较大,在设计时应考虑防尘问题。

6.3.4.5 注浆

注浆是注浆工艺过程的最后一道工序。通常浆液在一定压力驱动下,使其充填扩散并最后固结在受注岩层的裂隙、溶洞或孔隙的工作过程称为注浆。按照完成这个工作过程的条件、工作方式以及选用注浆材料的不同,将注浆分为以下几种类型:

按完成每个孔、段注浆过程的连续性,可以分为连续注浆和间歇注浆;

按注浆进行时的地下水运动状态,可以分为静水注浆和动水注浆;

按注浆所用材料的种类,可以分为化学注浆及水泥注浆;

按注浆材料输送混合系统的特点,又可以分为单液注浆和双液注浆等。

1. 连续注浆

从注浆开始,经过对浆液浓度、注浆压力和吸浆量的调整、控制,一直到满足注浆结束标准要求称为连续注浆。由于连续注浆过程中没有重复钻进及其它辅助工作,所用时间短,耗浆量也少。其关键是要严格控制泵量、泵压和浆液浓度,避免浆液因扩散过远而流失,增加材料消耗。开始注浆时,用小流量、低压力,使浆液缓慢流动,并逐渐充填到注浆层的溶洞和裂隙中,使注浆压力逐渐上升,浆量随着压力逐渐升高而降低,直至符合注浆结束标准时,注浆随之结束。

2. 间歇注浆

间歇注浆系指一个注浆段分几次注完,每注入一定浆量之后,停止一段时间再注,每次的注入量可以相同也可以不同。间歇的时间一般应待注入浆液初凝并达到一定固结强度之后,再进行下一次注浆,经过几次重复注浆,达到结束标准为止。

这种注浆方法的关键在于适当的掌握每次的注浆量和间歇时间。第一次注浆量要大,压力要小,既要使注浆层的溶洞或裂隙充填好,又不要使浆液大量流失。以后几次的注浆要逐渐的减少浆量,增大注浆压力。每次注浆结束后,浆液初凝到一定程度时,再扫孔、压水,进行下一次注浆。这种方法可以使浆液逐层凝固,依次加厚,最大限度地减小过水断面。这种注浆方法一般适用于单位吸水量大于 $1.01/\text{s}\cdot\text{m}$,渗透性强的含水层注浆。当注浆工作进行一段时间之后,经过加大浆液浓度而注浆压力仍不上升时,应采用间歇注浆。

3. 静水注浆

在地下水的天然流场没有人为改变的条件下载浆,一般称为静水注浆。在未经人工降低地下水位或地下水位降低不大的矿山注浆,都可视为静水条件下的注浆。在静水条件下注浆,注入溶洞或裂隙中的浆液不易流失,往往采用单液水泥浆就可以取得良好的堵水效果。如张马屯铁矿、黑旺铁矿均在静水条件下采用单液水泥浆,获得了较好的堵水效果。

4. 动水注浆

在地下水天然流场遭到破坏并产生较大水力坡度的条件下注浆,称为动水注浆。此时因地下水流速较大,在动水压力作用下,浆液结石体将向下游方向拉长,产生畸变。

在动水条件下注浆时,为了确保注浆质量,应采取一定的技术措施:在注浆层中充填骨料或惰性材料;采用水泥-水玻璃双液浆或采用速凝措施的单液注浆。在动水条件下采用连续注浆时,则应采用大浆量、快注、速凝或采用间歇注浆方法等。如水口山铅锌矿注浆防渗帷幕是在矿山生产时疏干排水的情况下构筑的,注浆前矿井疏排水量为 $800\sim 1000\text{ m}^3/\text{h}$,1966年11月疏干漏斗中心水位已降低295m,地下水流速为 $44\text{ m}/\text{h}$,在这种情况下

下,采用单液水泥浆,掺合尾砂、锯末及速凝剂水玻璃、氯化钙等,取得了预期的注浆堵水效果。

5. 化学注浆

化学注浆系采用化学注浆材料及相应的注浆设备进行注浆。通常为化学注浆而配制的溶液多属真溶液和胶体,因此,化学浆液具有良好的可灌性,可以灌入 0.15mm 以下的细裂隙或粒径为 0.1mm 以下的粉砂中。由于化学注浆材料价格高,因此,目前在国内外矿山中还没有完全使用化学注浆材料构筑防渗帷幕的先例,但在井巷工程局部突水点的封堵或过流砂层时,已经成功地使用了化学注浆。

国内矿山采用防渗帷幕防治地下水时,一般注浆层均为岩溶、裂隙比较发育的碳酸盐岩石,对这类含水层,不宜采用化学注浆。只有当采用水泥注浆形成帷幕之后,某些部位因细小裂隙的存在而漏水并影响堵水效果时,化学注浆常作为防渗帷幕补漏的重要手段。

6.4 注浆主要技术参数的确定

6.4.1 注浆孔间距

6.4.1.1 影响注浆孔间距确定的主要因素

1. 帷幕的厚度

对帷幕厚度的要求是确定孔距的基本条件。实践表明,均质含水层的注浆帷幕是由近似圆柱体的注浆体搭接而成。为了满足帷幕抗渗能力的要求,每个圆柱体不但需要充分搭接,而且搭接部位的宽度必须达到帷幕的设计厚度。注浆孔间距过大,会造成每个注浆体不能搭接或搭接宽度过小,满足不了帷幕厚度和抗渗能力的要求;但当孔距过小时,先注浆钻孔的有效扩散范围会包容相邻的注浆孔,这就会产生注浆孔串浆或后序孔拒注的问题。因此,按帷幕厚度的要求来确定注浆孔距时,注浆孔最小孔距必须大于帷幕厚度之半。当采用双排或多排孔帷幕时,其帷幕的厚度通常可以看作是由分排帷幕厚度累加而成,其排与排之间的注浆孔最佳孔距,常按等腰三角形布置形式进行确定(图3-6-14)。

2. 浆液有效扩散半径

浆液在注浆层中的有效扩散半径大小,直接关系到注浆孔孔距的确定,而注浆层的透



图3-6-14 钻孔注浆体交联平面图

a—单排孔帷幕注浆体交联平面图;

b—双排孔帷幕注浆体交联平面图

a —排内孔距; L —帷幕总厚度; l_1, l_2 —分排厚度; l_3 —附加幕厚;

R —有效扩散半径; M —排间孔距; 1—幕外结石体; 2—帷幕结石体; 3—交联结石体

水性, 注浆压力, 浆液浓度等又是影响有效扩散半径大小的因素。因此, 在确定孔距时, 应充分考虑这所有因素的影响, 经综合分析研究确定。

3. 帷幕的防渗要求

对抗渗能力要求较高的帷幕, 通常要求提高注浆体的密实度, 以取得良好的堵水效果。这时则需选用较小的注浆孔距。对于半封闭式的浅截帷幕, 只要求达到一定的堵水效果, 和前者相比, 注浆孔间距可适当放稀。

4. 注浆层岩溶和裂隙发育程度

注浆层的岩溶、裂隙发育程度是影响孔距确定的因素之一。若注浆层的岩溶、裂隙发育, 因连通性好, 在较低压力作用下, 浆液也会扩散到一定距离, 因而孔距可适当加大; 反之, 若岩溶裂隙不发育时, 则因连通性差, 既或在高压作用下, 浆液扩散距离仍然有限, 因此, 孔距要适当减小。

综上所述, 根据金属矿山注浆防渗帷幕的施工实践, 在以岩溶为主的注浆层中建造帷幕, 若采用单排孔布置时, 其孔距一般在10~15m左右; 若在以裂隙为主的注浆层中建造帷幕采用单排孔布置时, 其孔距以5~10m为宜。

6.4.1.2 注浆孔间距的确定方法

注浆防渗帷幕上注浆孔间距的确定和浆液有效扩散半径及幕体的厚度密切相关, 在确定孔距时, 一般可根据三者之间的关系经计算确定。

1. 注浆孔间距计算

注浆孔间距可用下式近似计算:

$$a = \sqrt{4R^2 - L^2} \quad (3-6-9)$$

式中 a ——注浆孔间距, m;

R ——浆液有效扩散半径, m;

L ——帷幕厚度, m。

2. 帷幕厚度计算

(1) 按照注浆后幕体平均渗透系数计算帷幕厚度。

$$L = \frac{K'M}{Q} (H_1 - H_2) \quad (3-6-10)$$

式中 L ——帷幕厚度, m;

K' ——注浆后幕体平均渗透系数, m/d;

M ——含水层厚度, m;

Q ——设计允许的帷幕单宽渗入量, m³/d;

H_1 ——帷幕外地下水位, m;

H_2 ——帷幕内地下水位, m。

(2) 按照帷幕的水头衰减及幕体内允许水力坡度计算帷幕厚度

$$L = \frac{\beta}{i} H \quad (3-6-11)$$

$$\beta = \frac{H_1 - H_2}{H_1} \quad (3-6-12)$$

式中 β ——通过帷幕的水头衰减系数;

i ——幕体内的允许水力坡度;

H ——总水头高度, m;

其余符号同前。

3. 浆液有效扩散半径计算

(1) 在均质含水条件下, 可采用下式计算:

$$R = \frac{L}{\sqrt{2}} \quad (3-6-13)$$

式中 R ——浆液有效扩散半径, m;

L ——帷幕厚度, m。

(2) 按照注浆孔实际注入量, 采用下式计算有效扩散半径。

$$R = 0.565 \sqrt{\frac{c}{\phi n r_0}} \quad (3-6-14)$$

式中 c ——单位长度水泥注入量, t/m;

r_0 ——水泥容重, t/m³;

n ——注浆层的孔隙率, %;

ϕ ——有效充填系数, 一般取0.6~0.7。

(3) 在注浆过程中, 根据有关注浆参数推算有效扩散半径:

$$R = \sqrt{\frac{20Kt \frac{\mu_1}{\mu_2} \sqrt{Hr}}{n}} \quad (3-6-15)$$

或

$$R = \sqrt{\frac{30000KHrt}{n} \cdot \frac{\mu_1}{\mu_2} + r^2} \quad (3-6-16)$$

式中 R ——注浆有效扩散半径, cm;

K ——注浆前注浆层的渗透系数, cm/s;

t ——注浆的延续时间, s;

H ——注浆压力, Pa;

μ_1 、 μ_2 ——水与浆液的粘度, cp;

r ——注浆孔半径, cm;

n ——注浆层的孔隙率, %。

6.4.2 注 浆 压 力

6.4.2.1 注浆的压力阶段

克服浆液流动阻力进行渗透扩散的压强称为注浆压力。在整个注浆过程中, 注浆压力

随着注浆孔周围浆液的扩散、沉析、充填压裂等情况的变化而随时变化,一般分为三个压力阶段:初期压力、过程压力和终值压力。

1. 初期压力

初期压力出现在注浆的开始一段时间,因这时的浆液较稀,压力不能太高,采用稀浆低压,使浆液慢慢的扩散、充填。但在岩溶、裂隙为主的注浆层,其溶洞及裂隙的大小很不均一,通常浆液会在低阻力的大溶洞及裂隙中扩散的很远,而在小裂隙中扩散受限。为使浆液均匀扩散,注浆施工中常把注浆段长度划分得很短,以便使浆液基本上形成一个均匀扩散体,在一般注浆工程中,这个阶段的注浆压力通常不能超过注浆段静水压力的一倍。

2. 过程压力

过程压力出现在注浆过程的中期,这个时期压力的作用是使浆液在岩溶、裂隙中逐层的充填、扩散,浆液浓度加大,粘度提高,注浆层过水断面减小,随之压力不断升高,压力过程曲线在这个阶段发生明显的变化。开始是注浆量随压力的升高而加大,经一段时间之后,出现注浆量随压力的升高而减少的现象,这是注浆临终状态的明显迹象。

3. 终值压力

终值压力出现在注浆末期,是注浆结束时的压力。当注浆临终状态的迹象出现时,仍需保持注浆压力并稳定一段时间,其目的是使已经充填饱满的空隙在高压下进一步压实。这个阶段的持续时间较短,由于压力曲线明显上升,标志注浆已临近结束,应按注浆结束标准结束注浆工作。

6.4.2.2 影响注浆终值压力确定的主要因素

在各类注浆工程中,影响注浆终值压力确定的因素较多,在注浆工程设计中,必须充分考虑这些因素的综合影响。

1. 注浆层的可灌性

由于注浆层岩溶、裂隙发育程度不同,其可灌性也不同。若可灌性好,其终值压力不宜过高,宜取界限值的下限,以避免浆液扩散过远,造成浪费。若可灌性不好,则应取较高的压力,使浆液有效扩散半径达到设计要求。

2. 岩溶、裂隙充填程度

注浆层的溶洞、裂隙中如有充填物存在,则对注浆质量产生影响,充填物越多其影响越大,在这种情况下选择注浆压力时,就要考虑消除这种影响,充填物多宜采用高压,以便借助于高压将充填物压密挤实,使之在帷幕建成后能够经受地下水的长期冲刷而不降低堵水效果。若充填物不多,在注浆前应尽量用高压水将其冲走,在这种情况下,注浆压力则不宜过高,在设计中也就可以不作为一个特殊问题考虑。

3. 注浆材料种类

水泥浆和化学浆对注浆压力的要求不同,前者要求较高的压力,而后者则因有较低的粘度,可灌性好,在一定压力作用下即能灌到较小的裂隙中。在帷幕注浆中,一般用化学注浆作为补注的一种手段,利用其较好的可灌性解决细小裂隙的灌注问题。

4. 注浆层顶部岩层的赋存条件

当注浆层顶部存在不透水的岩层时,注浆压力的选择就要考虑上覆岩层的强度,如果上覆岩层完整且强度较高,则可采用较高的注浆压力。如张马屯铁矿注浆防渗帷幕,在注

浆层上部有坚硬不透水的闪长岩覆盖,给采用高压注浆提供了有利条件。

5. 帷幕的设计抗渗能力

选择注浆压力要考虑对帷幕的设计抗渗能力要求,若抗渗能力要求较高,则应使用较高的灌注压力,因在高压作用下,浆液扩散半径大,相邻注浆孔注浆后互相搭接的厚度大,保证幕体有足够的厚度,增强帷幕的抗渗能力,提高帷幕的堵水效果。

6. 岩层的压裂灌注措施

为了沟通孤立裂隙透水体系的联系,保证浆液充填到有效扩散半径范围内,可采用岩层压裂技术,即采用高压将注浆层已有的闭合裂隙增大,使其增加吸浆能力,在这种情况下需要更高的压力。压裂灌注技术通常适用于裂隙不太发育,但岩石又不完整的注浆层,对于坚硬的注浆层则所用压力更高。一般必须进行压裂灌注的工程,须配备输出压力达 $300 \times 10^5 \sim 500 \times 10^5 \text{ Pa}$ 的注浆泵及专用器材。

6.4.2.3 终值压力的确定方法

根据注浆工程实践,介绍下面几种确定注浆终值压力的方法。

1. 按照设计的注浆深度计算注浆终值压力

$$P = kH \quad (3-6-17)$$

式中 P ——注浆终值压力, Pa;

H ——注浆深度, m;

k ——由注浆深度决定的压力系数,由表 3-6-6 查得。

压 力 系 数 表

表 3-6-6

注 浆 深 度 (m)	k 值 (Pa/m)
<200	$0.23 \times 10^5 \sim 0.21 \times 10^5$
200~300	$0.21 \times 10^5 \sim 0.20 \times 10^5$
300~400	$0.20 \times 10^5 \sim 0.18 \times 10^5$
400~500	$0.18 \times 10^5 \sim 0.16 \times 10^5$
>500	0.16×10^5

2. 按照注浆段上部岩石的厚度和容重计算注浆终值压力

$$P = 10^4 K \gamma D \quad (3-6-18)$$

式中 P ——注浆终值压力, Pa;

γ ——岩石容重, t/m^3 ;

D ——注浆段上部岩石厚度, m;

K ——系数,一般取 1~5。

3. 按照注浆段上覆岩层厚度及表层段允许的注浆压力计算注浆终值压力

$$P = P_0 + mD \quad (3-6-19)$$

式中 P ——注浆终值压力, MPa;

D ——注浆段上覆岩层厚度, m;

m ——深度每增加 1 m, 相应增加的压力值, MPa;

P_0 ——表层段注浆压力，与地质条件有关，MPa；

P_0 及 m 值的大小，取决于地质条件和注浆方法，可按表3-6-7选定。

注浆压力选择表

表3-6-7

岩石类别	岩 性	m (Pa/m)	P_0 (Pa)	常用压力 (Pa)
1	大块结晶岩与岩浆岩	$2 \times 10^5 \sim 5 \times 10^5$	$3 \times 10^5 \sim 5 \times 10^5$	$40 \times 10^5 \sim 100 \times 10^5$
2	中等风化的结晶岩、变质岩、裂隙弱的沉积岩	$1 \times 10^5 \sim 2 \times 10^5$	$2 \times 10^5 \sim 3 \times 10^5$	$15 \times 10^5 \sim 40 \times 10^5$
3	坚固的砂页岩、凝灰岩、中等裂隙的岩浆岩	$0.5 \times 10^5 \sim 1 \times 10^5$	$1.5 \times 10^5 \sim 2 \times 10^5$	$5 \times 10^5 \sim 15 \times 10^5$
4	软质石灰岩、砂岩及凝灰岩、裂隙发育但较坚固的岩石	$0.25 \times 10^5 \sim 0.5 \times 10^5$	$0.5 \times 10^5 \sim 1.5 \times 10^5$	$2.5 \times 10^5 \sim 5 \times 10^5$
5	土、砂石、砂	$0.15 \times 10^5 \sim 0.25 \times 10^5$	0	$0.5 \times 10^5 \sim 2.5 \times 10^5$

注：1.当采用分段下行式注浆时，应选用表中较高的 m 值，反之选用较低的 m 值。

2.当岩体的透水性较大时，可不受上表计算值的限制，而应选用较低的压力。

4.国内外部分矿山注浆工程使用的注浆压力

(1) 张马屯铁矿注浆防渗帷幕，根据压水时的耗水量选用注浆压力，详见表3-6-8。

(2) 鸡西河北竖井注浆的初压和终压，根据注浆深度选定，详见表3-6-9。

(3) 徐家楼主井注浆过程压力和终值压力，根据注浆段深度进行选择，详见表3-6-10。

张马屯铁矿防渗帷幕选用的注浆压力表

表3-6-8

压水资料	1倍静水压力下的耗水量 (l/min)			
	100~150	150~200	200~300	>300
注浆压力	2倍静水压力	1.5倍静水压力	1倍静水压力	耗浆量为300l/min时的压力

注：当1倍静水压力下耗水量小于100l/min时不注浆。

鸡西河北竖井的注浆压力值

表3-6-9

注 浆 深 度 (m)	初 期 压 力 (Pa)	终 值 压 力 (Pa)
<40	$4 \times 10^5 \sim 10 \times 10^5$	$8 \times 10^5 \sim 12 \times 10^5$
40~60	$10 \times 10^5 \sim 12 \times 10^5$	$12 \times 10^5 \sim 15 \times 10^5$
60~80	$14 \times 10^5 \sim 16 \times 10^5$	$16 \times 10^5 \sim 20 \times 10^5$
80~100	$18 \times 10^5 \sim 22 \times 10^5$	$20 \times 10^5 \sim 25 \times 10^5$
100~120	$22 \times 10^5 \sim 25 \times 10^5$	$25 \times 10^5 \sim 30 \times 10^5$
120~140	$30 \times 10^5 \sim 40 \times 10^5$	$40 \times 10^5 \sim 50 \times 10^5$

徐家楼主井的注浆压力值

表 3-6-10

注 浆 深 度 (m)	过 程 压 力 (Pa)	终 值 压 力 (Pa)
90~130	25×10^5	40×10^5
130~170	35×10^5	45×10^5
170~200	40×10^5	50×10^5

(4) 美国、英国及联邦德国地面注浆工程所选用的注浆压力见表 3-6-11。

(5) 南非^①地面预注浆所选用的压力根据注浆深度确定, 详见表 3-6-12。

美国、英国及联邦德国选用的注浆压力表

表 3-6-11

国 名	过 程 压 力 (Pa)	终 值 压 力 (Pa)
美 国	$50 \times 10^5 \sim 60 \times 10^5$	$150 \times 10^5 \sim 175 \times 10^5$
英 国		$200 \times 10^5 \sim 220 \times 10^5$
联邦德国		$> 70 \times 10^5 \sim 100 \times 10^5$

南非地面预注浆所选用的压力表

表 3-6-12

注 浆 深 度 (m)	注 浆 压 力 (Pa)
120	20×10^5
120~230	50×10^5
230~300	80×10^5
300~450	115×10^5
450~600	165×10^5
600~750	230×10^5
750~900	300×10^5
>900	$> 300 \times 10^5$

6.4.3 浆 液 浓 度

浆液浓度通常用百分浓度或直接用含量比值表示。注浆各阶段对浆液的浓度要求不同, 需对浓度进行分级并予以一定的表示和变换方法, 规定一些变换原则, 使注浆材料能按要求迅速配制, 以满足注浆的需要。

6.4.3.1 各类浆液浓度的表示方法

根据浆液的性质, 溶剂及溶质的种类, 其浓度有不同的表示方法, 详见表 3-6-13。

6.4.3.2 浆液浓度的分级及其变换

1. 浆液浓度分级

根据各类注浆工程实践, 常将单液水泥浆浓度分为七级, 水泥-水玻璃双液浆中的水泥浆浓度分为五级。

^①在白人种族主义者统治下, 下同。

注浆浆液浓度的表示方法

表 3-6-13

浆液种类	溶 液 型				悬浊液型	
	溶质为固体	溶质为液体	溶质为溶液	水玻璃	水泥浆	水泥粘土浆
浓度表示方法及计算公式	$\frac{\text{溶质质量(g或kg)}}{\text{溶液体积(ml或l)}} = (\%)$	(1) 双液用体积比; (2) 单液用质量比	(1) 主剂为溶液可直接或稀释后使用; (2) 助剂为溶液按体积比配用	$B_e' = 145 - \frac{145}{d}$	$\rho = \frac{W_w}{W_c}$ 加入的附加剂按占水泥质量百分数计	$W_c:W_c':W_w$ 加入的附加剂按占水泥质量的百分数计
说明	适用于丙烯酰胺类、纸浆度液干粉及固体原醛	(1) 糠醛树脂类用体积比; (2) 聚氨酯类、环氧树脂类用质量比	(1) 主剂液体原醛、纸浆度液; (2) 助剂硫酸、盐酸、乙二醛、铝酸钠等	B_e' —波美度; d —密度	ρ —水灰比; W_w —水的质量; W_c —水泥的质量	W_c —水泥的质量; W_c' —粘土的质量; W_w —水的质量

单液水泥浆浓度分为:

3:1; 2:1; 1.5:1; 1.25:1; 1:1; 0.8:1; 0.6:1。

双液中水泥浆的浓度分为:

1.5:1; 1.25:1; 1:1; 0.8:1; 0.6:1。

2. 浆液浓度的变换

1) 限量法

注浆从最稀一级开始, 当每一级浓度的浆液灌入一定量后, 单位吸浆量若无明显变化时, 则应将浆液浓度增加一级, 如此逐级加浓直至注浆结束。

张马屯铁矿注浆防渗帷幕, 曾使用四个级别的浆液浓度, 对每级浓度的浆液均采用限量法注浆, 当每级浓度的浆液耗量小于初期的20%时, 则浓度上调一级, 否则, 浓度保持不变, 改用间歇注浆。该工程对浆液浓度的分级见表 3-6-14。对各级浆液的限量见表 3-6-15。

单液水泥浆浓度分级表

表 3-6-14

浓度级	1	2	3	4
配合比	3:1~2:1	2:1~1.5:1	1:1	0.8:1~0.6:1
密度(g/cm ³)	1.2~1.3	1.3~1.4	1.5	1.6~1.8

2) 限率法

以每一级浓度的浆液在一定时间内灌入量做为变换浓度的标准, 其浓度和稀浆的变换条件分别见表 3-6-16及表 3-6-17。

6.4.3.3 浆液浓度的使用原则

浆液浓度及单、双液的使用界限, 通常根据注浆孔的单位吸水量确定, 使用浆液时,

各级浓度水泥浆的注浆限量表

表 3-6-15

注 浆 阶 段	使用的浓度级	浆液密度 (g/cm ³)	注浆时间 (h)
1	1	1.2~1.3	1
2	2	1.3~1.4	1
3	3	1.5	3
4	4	1.6~1.8	1

注：当起始浓度为2级时，第1段注浆可不进行，当第4阶段末仍达不到结束标准时，可视具体情况决定持续注浆或间歇注浆。

浓浆的变换条件表

表 3-6-16

浆 液 浓 度 (水 : 水泥)	变 换 条 件 (20min吸浆量, l)	改 变 的 浓 度 (水 : 水泥)
10:1	>800	8:1
8:1	>700	6:1
6:1	>600	4:1
4:1	>500	2:1
2:1	>400	1:1
1:1	直至注浆结束	

稀浆的变换条件表

表 3-6-17

浆 液 浓 度 (水 : 水泥)	变 换 条 件 (20min吸浆量, l)	改 变 的 浓 度 (水 : 水泥)
10:1	>800	8:1
8:1	>800	6:1
6:1	>750	4:1
4:1	>650	2:1
2:1	>550	1:1
1:1	>500	不变
1:1	<400	4:1
4:1	<200	8:1或10:1
8:1	注浆结束	

一般是先稀后浓逐级调节，详见表3-6-18。

6.4.4 注 浆 段 长 度

注浆防渗帷幕的注浆孔一般都比较深，注浆层厚度比较大，因此，必须将注浆层分成若干段，分别对每段进行注浆。一个注浆孔一般要分3~10段，个别的还要多一些。注浆段长度也是注浆工程中的重要参数，它影响注浆质量、堵水效果和工程投资，在作防渗帷幕设计时，应慎重考虑。

浆液浓度使用表

表 3-6-18

钻孔单位吸水量 (l/min.m)	浆液起始浓度		浆液浓度使用原则	单、双液使用界限
	水泥浆(水:灰)	水玻璃与水泥浆(体积比)		
1.5	4:1		(1) 单液水泥浆常用的水灰比为 2:1, 1.25:1, 1:1.0, 0.8:1, 0.6:1	(1) 当每米钻孔吸水量为 7 l/min 以下时, 可使用单液注浆;
3.0	2:1		(2) 使用水泥—水玻璃双液浆时, 水泥浆浓度一般为 1.25:1~0.6:1	大于 7 l/min 时, 可使用双液注浆
5.0	1.5:1		(3) 每次注浆, 水泥浆的浓度, 一般是先稀后浓	(2) 每米钻孔吸水量大于 7 l/min, 但设备材料不易解决时, 亦可采用单液注浆; 当单液注入量接近预计注入量的 40~50% 时, 其压力不升、进浆量不减时, 可采用低压、间歇注浆的方法达到注浆终压
7.0	1.25:1	1:1~0.4:1	(4) 当浆液在岩溶、裂隙中沉积, 充填阶段时, 若压力不升, 进浆量不减时, 应逐级加大浓度; 反之, 若压力上升快, 减浆也快, 此时为了保证足够的注入量, 应依次降低浆液浓度。每更换一次浆液浓度, 一般持续 20min	
8.0	1.25:1	1:1~0.4:1	(5) 下行初注浓度一般较大, 上行复注一般较小	
9.0	1:1			
11.0	0.8:1			
13.0	0.8:1			
>15	0.6:1			

6.4.4.1 影响注浆段长度确定的主要因素

1. 注浆层岩溶及裂隙发育程度

注浆段范围内的岩溶及裂隙发育程度均匀是理想的注浆条件。在这种条件下, 浆液将在同一压力作用下均匀扩散, 达到理想的注浆效果。但实际上注浆层的岩溶及裂隙发育并不均一, 这将直接影响注浆段长度的确定。实践表明, 若注浆孔的岩溶及裂隙发育基本均匀时, 一般可取 15m 长为一个注浆段, 在特别发育地段应缩短至 5~10m, 若岩溶及裂隙不发育时可加长至 20~30m。但须绝对防止把岩溶或裂隙特别发育和一般发育的注浆段取做一个注浆段, 否则, 浆液产生不均匀扩散, 在等压作用下, 大裂隙扩散远, 而小裂隙扩散不出去, 既浪费浆液, 而又影响注浆质量, 降低堵水效果, 所以对特别畅通的岩溶裂隙可以不受段长的限制, 应单独注浆。

2. 注浆层的可灌性

可灌性是表示注浆层在一定压力作用下对浆液的吸收能力。它的大小与注浆层的岩溶及裂隙发育程度、充填率有关, 岩溶率及裂隙率越高, 则可灌性越好; 岩溶率及裂隙率越低或者岩溶率及裂隙率虽较高, 但充填率很高, 其可灌性降低。此外, 可灌性也受裂隙性质的影响, 岩溶及裂隙发育程度相同的两注浆段, 由于裂隙的形态、张开度、隙面性质和沟通程度的不同, 其可灌性也有差异。根据注浆工程实践, 如果注浆层的可灌性好, 其注浆段长度可取 5~10m, 可灌性较差时, 注浆段长度一般取 20~30m。

6.4.4.2 注浆段长度的划分方法

在注浆防渗帷幕的工程实践中, 主要根据含水层的岩溶、裂隙发育程度, 注浆孔孔壁的稳定性和含水层的富水性等因素确定注浆段长度, 常用的注浆段长度划分原则见表 3-6-19。

国内部分矿山注浆防渗帷幕采用的注浆段长度见表 3-6-20。

注浆段长度划分表

表 3-6-19

含水层裂隙发育程度		常用注浆段长度 (m)		注浆段划分原则
裂隙规模	裂隙宽度 (mm)	初 注	复 注	
细裂隙	0.3~3	30~40	50~100	(1) 将裂隙相同的岩层划分在同一个段长内, 力求使浆液均匀扩散; (2) 裂隙发育程度相差较大的含水层, 不宜划分在同一段长内, 以保证注浆质量和减少不必要的浆液浪费; (3) 涌水量大, 裂隙较宽时, 注浆段长度较小, 反之较大; (4) 注浆段长度应与注浆泵的供浆能力(泵量)相适应, 泵量小, 注浆段长度应适当缩小, 以保证浆液有足够的扩散半径; (5) 最先施工的孔可根据检查孔确定并调整注浆段长度, 后施工的孔注浆段长度一般可逐渐增大
中裂隙	3~6	20~30	40~50	
大裂隙	6~13	10~20	30	
破碎地层	>13	4~10	20	

国内部分矿山防渗帷幕采用的注浆段长度表

表 3-6-20

工 程 名 称	含水层的水文地质参数	注浆段长度
张马屯铁矿防渗帷幕	以岩溶、裂隙为主的奥陶系石灰岩含水层, $q=2.13 \sim 4.50 \text{ l/s} \cdot \text{m}$, $K=10.56 \sim 22.12 \text{ m/d}$	5~30m, 15m居多
黑旺铁矿防渗帷幕	以岩溶、裂隙为主的奥陶系石灰岩含水层, 最大溶和高 2~3m, $q=0.4 \sim 10.3 \text{ l/s} \cdot \text{m}$, $K=0.3 \sim 14.7 \text{ m/d}$	一般为10m 最长50m 最短2~3m
水口山铅锌矿防渗帷幕	以岩溶为主的下二叠统栖霞大理岩含水层, 岩溶率 2.4~30.6%, $q=0.0087 \sim 33.56 \text{ l/s} \cdot \text{m}$, $K=35.32 \text{ m/d}$	10~20m
金州石棉矿防渗帷幕注浆试验	巷道涌水量中, 断层涌水占50%, 裂隙占21%, 溶洞占29%, 最大溶洞18m高, 岩溶率为0.31~9.78%	20m

6.4.5 注浆孔的冲洗标准

每个注浆孔在分段注浆前, 要对钻孔进行捞粉和冲洗, 把残留的岩粉、钻具磨下的铁屑、溶洞或裂隙中的泥质充填物等杂质冲洗干净, 使浆液与洁净的岩石固结成一体, 以提高帷幕的整体强度和抗渗能力。

注浆孔冲洗常用以下几种方法。

6.4.5.1 低压大水量冲洗法

将钻具落到孔底, 水流通过钻具进入孔底, 再由孔口返出, 把孔内杂物带出钻孔, 应

尽量采用大水量冲洗，直至返水变清为止。

6.4.5.2 高压冲洗法

将钻具放入孔内，在上部对钻孔进行密封止水，再用高压泵注水并不断加大流量，使孔内压力升高，最后稳定在设计压力上灌注10~20min。由于高压水的作用，把泥质充填物冲至注浆影响范围之外，所用压力为注浆终压的80~100%。

在溶洞发育，充填率高的矿区，有时在高压注水过程中会出现压力突然下跌而尽最大泵量也不能使压力回升的现象，这表明充填物已被疏通，这时可停止注水30min，然后再注水，若压力仍不升高，则可停止注水而改为注浆。

6.4.5.3 高、低压交替冲洗法

开始用高压将水注入孔内，冲洗5~10min后，突然停注而返向将水抽出，使水流往返流动，将杂物带出钻孔。一般开始时返水较混浊，经反复冲洗后孔口即会返出清水。

6.4.5.4 扬水冲洗法

通过钻具将压缩空气压入孔内，水与气体混合之后密度变小，在地下水的侧压与压缩空气压力释放膨胀的双重作用下，使水流向上返向孔口将杂物带出，直至孔口返清水为止。

上述四种冲洗方法，要根据地质与水文地质条件选用，岩石比较破碎时要选用低压大水量方法，避免岩石在高压作用下而破碎。当岩石完整且坚硬时，宜选用高压冲洗法，把岩溶及裂隙冲洗干净。

6.4.6 注浆结束标准

注浆结束标准常用两种方式表示，一是用单位时间的吸浆量表示；二是用单位注浆段长在1m水头作用下的吸浆量表示。注浆结束标准对注浆质量起控制作用，掌握好注浆结束时机，既可以使注浆达到设计要求，取得比较好的堵水效果，同时又可以节省工程费用。

6.4.6.1 影响注浆结束标准确定的主要因素

注浆结束标准与帷幕的预期堵水效果、注浆压力、注浆层的可灌性有关，在制定时应综合考虑这些因素的影响。

1. 帷幕的预期堵水效果

各类工程注浆的目的不同，对注浆效果的要求也不尽相同，以注浆防渗帷幕为例，对于封底式帷幕堵水效果的要求一般高于半封底式帷幕，封闭式布置的帷幕其堵水效果一般高于半封闭式布置的浅截帷幕。欲要取得较高的堵水效果，就需要制定较高的结束标准，因此，对堵水效果要求越高，注浆结束标准越严格。

2. 灌注压力

在同样条件下，注浆压力越大耗浆量越多，注浆压力越小则耗浆量越少，因此，在确定结束标准时要考虑灌注压力这一因素。若确定的终值压力较高时，其结束标准可适当降低；反之，若终值压力较小时，其结束标准可适当提高。

3. 注浆层的可灌性

在其它条件相同时，可灌性越好吸浆量越大，结束标准要适当提高；若制定的标准偏

低,就可能使许多该灌浆的岩层空隙充填不饱满,降低帷幕的抗渗能力。对可灌性差的注浆层需作具体分析,若属于岩层本身岩溶、裂隙不发育的注浆段,结束标准不宜过高;如果由于岩溶、裂隙堵塞而影响可灌性的注浆段,则应提高结束标准,以保证帷幕防渗的可靠性。

6.4.6.2 区内部分注浆工程所使用的注浆结束标准

1. 金属矿山注浆防渗帷幕采用的注浆结束标准

金属矿山注浆防渗帷幕采用的注浆结束标准见表3-6-21。

2. 煤矿注浆工程采用的注浆结束标准

(1) 煤矿竖井地面预注浆采用的注浆结束标准见表3-6-22。

(2) 煤矿巷道注浆采用的注浆结束标准见表3-6-23。

金属矿山防渗帷幕采用的注浆结束标准表

表3-6-21

矿山名称	注 浆 结 束 标 准
张马屯铁矿	在设计终值压力作用下,每个注浆段的吸浆量小于50l/min,持续时间5~10min
黑旺铁矿	在设计终值压力作用下,每个注浆段的吸浆量小于40l/min,持续时间30min
水口山铅锌矿	自流式注浆,在压力为 $25 \times 10^5 \sim 30 \times 10^5$ Pa的压力作用下拒浆,注浆结束

煤矿竖井地面预注浆采用的注浆结束标准表

表3-6-22

注浆条件	终 压 与 终 量 的 标 准
正常条件下	第一次注浆中,注浆压力由小逐渐增大,注浆量由大到小,当注浆压力达到设计的泵压时,注浆终量单液注浆为50~60l/min,双液注浆为100~120l/min,稳定20~30min,即可结束注浆
特殊条件下	(1) 在大裂隙岩层注浆,经过浆液浓度的变换,仍达不到终压与终量的标准,但又接近设计的注入量时,应暂时停注,待养护24h后复注,直至符合上述注浆结束标准; (2) 对于细裂隙或孔隙地层,当注2:1~1.5:1稀浆,压力仍上升很快而吸浆迅速减少时,或压水量小于80l/min时,可进行预处理:先压水2m ³ 左右,然后压注1~2m ³ 30~35Be'水玻璃,紧接着压注1~2m ³ 清水并注浆

3. 水电部门大坝注浆的注浆结束标准

按注浆段单位时间吸浆量衡量:在规定的注浆压力作用下,注浆段单位时间吸浆量小于0.2~0.4l/min,延续30min。

按单位长度吸浆量衡量:在规定的注浆压力作用下,单位长度吸浆量小于0.05~1l/min·m·m延续30min。

煤矿巷道注浆采用的注浆结束标准表

表 3-6-23

裂隙岩层	破碎岩层
(1) 实际浆液注入量大于或接近设计计算的注入量; (2) 注浆压力呈规律性增加, 并达到注浆设计终压; (3) 达到注浆终压时的最小吸浆量分别为: 单液浆 40~60l/min 双液浆 60~120l/min (4) 维持注浆终压和最小吸浆量的时间为 10~15min	(1) 同左(1); (2) 同左(2); (3) 达到注浆终压时, 水灰比为 0.8:1, 泵量不大于 60l/min; (4) 维持终压, 浆量的时间 5~10min (5) 最后一次扫孔, 压水后的注浆孔漏水量不大于 20l/min 也可结束注浆

6.5 注浆材料

6.5.1 注浆材料的种类

注浆材料分为无机系和有机系注浆材料两大类, 各类注浆材料的分类见表 3-6-24。

注浆材料分类表

表 3-6-24

注浆材料	无机系	水泥类 水泥粘土类 水泥—水玻璃类 水玻璃类
	有机系	丙烯酸酯类 脲木素类 脲醛树脂类 聚醚脂类 糖醛树脂类 其它类

6.5.2 防渗帷幕常用的注浆材料

6.5.2.1 水泥的种类及性质

1. 水泥的种类

目前国内生产的水泥有一般水泥、快硬高强水泥、水工及耐侵蚀水泥、膨胀水泥及油井和耐高温水泥等。

注浆常用一般水泥中的普通水泥、硅酸盐水泥、矿渣水泥、火山灰水泥和粉煤灰水泥。

2. 水泥的主要性质

1) 密度与容重

普通水泥的密度为 $3.0 \sim 3.15 \text{ g/cm}^3$, 容重为 $1 \sim 1.6 \text{ t/m}^3$, 通常采用密度为 3.1 g/cm^3 , 容重为 1.3 t/m^3 的水泥。

2) 细度

细度是表示水泥颗粒的粗细程度, 颗粒愈细的水泥硬化的愈快, 早期强度愈高, 但在空气中硬化时, 有较大的收缩。

3) 凝结时间

水泥从加水到开始凝结所需要的时间称初凝时间; 水泥从加水到凝结終了所需的时间称终凝时间; 已经凝结的水泥才具有初步强度。

4) 体积安定性

体积安定性表示水泥在硬化过程中体积变化的均匀程度。水泥在凝结硬化过程中体积可能发生变化, 但这种变化不能过大, 一般合格的水泥均能满足这种要求, 除非含游离氧化钙、氧化镁或三氧化硫, 使水泥产生不均匀变形。

3. 一般水泥的特性及适用范围

一般水泥的特性及适用范围见表 3-6-25。

一般水泥的特性及适用范围表

表 3-6-25

水泥品种	特 性		适 用 范 围	
			适用的工程	不适用的工程
普通水泥 硅酸盐水泥	(1) 早期强度高; (2) 硬结硬化快; (3) 抗冻性好; (4) 在相同标号下, 硅酸盐水泥比普通水泥 3~7 天的强度高 3~7 %	(1) 水化热较高; (2) 抗水性差; (3) 耐酸碱和硫酸盐类的化学侵蚀差	(1) 一般地上工程, 不受侵蚀作用的地下工程; (2) 无腐蚀性水中的受冻工程; (3) 早期强度要求较高的工程; (4) 在低温条件下需要强度发展较快的工程	(1) 水利工程的水中部分; (2) 大体积混凝土工程; (3) 受化学侵蚀的工程
火山灰水泥, 粉煤灰水泥	(1) 对硫酸盐类侵蚀的抵抗能力弱; (2) 抗水性好; (3) 水化热较低; (4) 在潮湿环境中后期强度的增进率大; (5) 在蒸汽养护中强度发展较快	(1) 早期强度低, 凝结较慢, 在低温环境中更为严重; (2) 耐冻性差; (3) 吸水性大; (4) 干缩性较大	(1) 地下、水中工程及经常受较高水压的工程; (2) 受海水及含硫酸盐类溶液侵蚀的工程; (3) 大体积混凝土工程; (4) 蒸汽养护的工程; (5) 远距离运输的砂浆和混凝土	(1) 气候干热地区的工程; (2) 早期强度要求高的工程; (3) 受冻工程
矿渣水泥	(1) 对硫酸盐类侵蚀的抵抗能力及抗水性较好; (2) 耐热性好; (3) 水化热低; (4) 在蒸汽养护中强度发展较大; (5) 在潮湿环境中后期强度增进率较大	(1) 早期强度低, 凝结较慢, 在低温环境中更为严重; (2) 耐冻性较差; (3) 干缩性大, 有泌水现象	(1) 地下、水中及海水中的工程以及经常承受高压的工程; (2) 大体积混凝土工程; (3) 蒸汽养护工程; (4) 受热工程; (5) 代替普通硅酸盐水泥用于地上工程, 但应加强养护	(1) 对早期强度要求较高的工程; (2) 低温环境中施工而无保温措施的工程

6.5.2.2 水玻璃的性质及浓度变换

单液水泥浆掺入一定量的水玻璃之后, 就将引起浆液性质的改变, 如凝固时间的改变

和结石率的提高等。

水玻璃的性能一般用模数和浓度表示。水玻璃模数用符号 M 表示,其表达式为:

$$M = \frac{\text{SiO}_2 \text{克分子数}}{\text{Na}_2\text{O克分子数}}$$

由于 SiO_2 和 Na_2O 克分子数的比例不同,其模数也在改变。水玻璃模数对注浆质量影响较大,若模数小时,因 SiO_2 含量低,凝胶时间慢,结石强度低。若模数过大时,因 SiO_2 含量高,虽然结石强度高,但凝胶时间太快,因此,水玻璃模数过大或过小对注浆均不利,注浆使用水玻璃模数一般在2.4~3.4之间。

水玻璃另一个重要参数是浓度,以波美度 Be' 表示,它与密度的关系可用下式表示:

$$Be' = 145 - \frac{145}{d} \quad (3-6-20)$$

式中 d ——密度, g/cm^3 。

水玻璃有固体、液体两种,适用于注浆的是液体水玻璃。水玻璃出厂浓度一般为50~56 Be' ,而注浆使用范围为30~45 Be' 。其浓度变换按下式计算:

$$V_1 = \frac{V_0(d_2 - d_0)}{d_1 - d_2} \quad (3-6-21)$$

式中 V_1 ——加入液体积, l ;
 V_0 ——原来水玻璃体积, l ;
 d_1 ——加入液密度, kg/l ;
 d_0 ——原来水玻璃密度, kg/l ;
 d_2 ——欲配水玻璃密度, kg/l 。

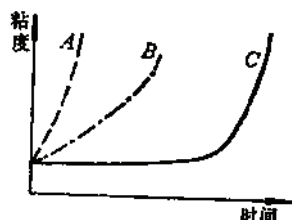


图 3-6-15 浆液流动性变化状态图
A、B、C——浆液种类

6.5.3 浆液的主要性能

6.5.3.1 性能指标

1. 粘度

粘度是浆液性能的重要指标之一,理想浆液的粘度应是最低的且是可调整的。在所有浆液中,粘度越小则流动性能越好、渗透能力越强、且驱动浆液扩散时所需注浆压力也较小。一般溶液型的浆液具有较小的粘度,悬浊液型的浆液具有较高的粘度。在注浆过程中,一般单液浆的粘度都会随注浆时间的延长而增加,按理想的注浆要求,粘度增长速率具有突跃性的浆液最为合适,如图3-6-15中的C类浆液,因为它在注浆过程中具有较低且稳定的粘度,注浆压力容易掌握,而当注入总量满足时,早注浆液迅速凝固失去流动性,既可避免注浆过早升压,又能保护浆液免于流散,如水泥-水玻璃类、丙烯酰胺类等浆液都具有这种特点。图中A、B类浆液表示浆液粘度随时间逐渐增大,无明显突变过程,如单液水泥浆类、铬木素类等浆液具有这种特点,这种变化过程对进一步注浆常常是不利的。

浆液常用的粘度单位为厘泊(cP),对水泥类浆液常用秒(s)表示。几种浆液的粘

度及测定方法见表 3-6-26。

2. 凝胶时间

理想的浆液其凝胶时间应是能准确控制和调整的,以便获得最佳注浆效果。各种浆液因凝胶时间不同,故采用的测试方法和手段亦不同,应视浆液的种类作出具体选择。

凝胶时间是指从浆液开始反应直至凝胶产生而浆液不再流动的一段时间,影响它的因素有浆液的配比、浓度、温度、速凝剂及缓凝剂的使用等。几种浆液的凝胶时间可控制范围及测定方法见表 3-6-27。

3. 渗透能力

渗透能力是表示浆液对受注层注入难易程度的一项要重指标;渗透能力大,注浆容易进行;反之,渗透能力小,浆液不易注入受注层中。渗透能力与浆液中悬浮物颗粒大小及浆液粘度有关。渗透能力目前是用浆液可能注入砂层的最小粒径来表示。各种注浆材料的渗透能力详见表 3-6-28。

几种浆液的粘度及测定方法表

表 3-6-26

浆液名称		粘度	测定方法
悬浊液型浆液	单液水泥浆类	15~140s	常用 ZNN 型
	水泥-水玻璃类	15~140s	泥浆粘度计
溶液型浆液	水玻璃类	3~4cp	使用旋转式粘度计、落球式粘度计等
	丙烯酸酯类	1.2cp	
	铝木素类	3~4cp	
	脲醛树脂类	5~6cp	
	糠醛树脂类	<2cp	

几种浆液的凝胶时间及测定方法表

表 3-6-27

浆液名称	凝胶时间	测定方法
单液水泥浆类	6~15小时	维卡仪
水泥-水玻璃类	十几秒~十几分钟	人工搅拌、手感为准或用 NJY-1 型凝胶时间测定仪(糠醛树脂类浆液除外)
水玻璃类	瞬 间~几十分钟	
丙烯酸酯类	十几秒~几十分钟	
铝木素类	十几秒~几十分钟	
脲醛树脂类	十几秒~几十分钟	
糠醛树脂类	几十秒~几十分钟	

几种注浆材料的渗透能力表

表 3-6-28

浆液名称	可能注入砂层的最小粒径(mm)
单液水泥类	1.1
水泥-水玻璃类	1.0
水玻璃类	0.1
丙烯酸酯类	0.01
铝木素类	0.03
脲醛树脂类	0.06
糠醛树脂类	0.01

4. 渗透系数

渗透系数是衡量浆液经凝胶固结后所形成的结石体的渗透性能指标。对帷幕堵水来说,渗透系数越小,其堵水效果越好。

测定渗透系数一般采用两种固结体,一种是用浆液与标准砂的固结体;一种是用纯浆液凝胶的固结体。几种注浆材料的渗透系数见表 3-6-29。

5. 抗压强度

浆液结石体的抗压强度亦是注浆浆液重要性能指标之一。结石体强度高的浆液可用于加固、堵水,它能使结石体坚固、稳定。强度低的浆液只能用于堵水,起到截水作用。测定浆液结石体的抗压强度有两种方法,一种是利用浆液与标准砂固结体制成标准试块进行测定;另一种是利用纯浆液固结体制成标准试块,测定抗压强度。

几种浆液结石体的抗压强度见表 3-6-30。

几种注浆材料的渗透系数表

表 3-6-29

浆液种类	渗透系数 (cm/s)
单液水泥类	$10^{-1} \sim 10^{-3}$
水泥-水玻璃类	$10^{-2} \sim 10^{-3}$
水玻璃类	10^{-2}
丙烯酸类	$10^{-5} \sim 10^{-6}$
脲木素类	$10^{-3} \sim 10^{-5}$
脲醛树脂类	$10^{-3} \sim 10^{-4}$
聚氨酯类	$10^{-4} \sim 10^{-6}$
糠醛树脂类	$10^{-4} \sim 10^{-5}$

几种注浆材料的抗压强度表

表 3-6-30

浆液名称	试块成型方法	测定仪器及方法	抗压强度 (Pa)
单液水泥浆类 水泥-水玻璃类 脲醛树脂类 糠醛树脂类	结石体为刚性,使用纯浆液,在 $1 \times 4 \times 4$ cm 方型试模中成型试块	试块均在 $20 \pm 5^\circ\text{C}$ 水中养护,测定 1d、3d、14d、28d 抗压强度,每组三块,取平均值,仪器使用 1~5 t 压力机或高分子材料万能试验机	$50 \times 10^5 \sim 250 \times 10^5$ $50 \times 10^5 \sim 200 \times 10^5$ $20 \times 10^5 \sim 80 \times 10^5$ $10 \times 10^5 \sim 60 \times 10^5$
水玻璃类 丙烯酸类 脲木素类	结石体为弹性,用浆液加标准砂,在 $4 \times 4 \times 4$ cm 方型试模中成型试块		$< 30 \times 10^5$ $4 \times 10^5 \sim 6 \times 10^5$ $4 \times 10^5 \sim 20 \times 10^5$

6.5.3.2 单液水泥浆的主要性能

单液水泥浆系指由水泥和水拌制成的浆液,当不掺任何附加剂时称纯水泥浆。注浆用水泥浆一般以水灰比表示浆液浓度,注浆用水泥浆的水灰比一般为 0.5~2.0。

纯水泥浆的粘度、密度随水灰比的增大而减少;凝胶时间则随水灰比的增大而延长;抗压强度随水灰比的增大而降低,详见表 3-6-31。

纯水泥浆在现场配制方便,只要计量水泥质量、水的体积,即可配制任意水灰比的纯水泥浆液,注浆常用配比见表 3-6-32。

纯水泥浆的基本性能表

表 3-6-31

水灰比 (质量比)	粘度 (S)	密度 (g/cm ³)	凝胶时间				结 石 率 (%)	抗 压 强 度 (Pa)			
			初 凝		终 凝			3d	7d	14d	28d
			(h)	(min)	(h)	(min)					
0.5:1	139	1.86	7	41	12	36	99	41.4×10 ⁵	64.6×10 ⁵	153×10 ⁵	220×10 ⁵
0.75:1	33	1.62	10	47	20	33	97	24.3×10 ⁵	26×10 ⁵	55.4×10 ⁵	112.7×10 ⁵
1:1	18	1.49	14	56	24	27	85	20×10 ⁵	24×10 ⁵	24.2×10 ⁵	89×10 ⁵
1.5:1	17	1.37	16	52	34	47	67	20.4×10 ⁵	23.3×10 ⁵	23.3×10 ⁵	22.2×10 ⁵
2:1	16	1.30	17	7	48	15	56	16.6×10 ⁵	25.6×10 ⁵	25.6×10 ⁵	28×10 ⁵

纯水泥浆现场配制表

表 3-6-32

水 灰 比	水 泥 (袋)	水 (l)	制成浆量 (m ³)
0.5:1	24	600	1.000
0.6:1	22	660	1.026
0.75:1	19	712	1.029
1:1	15	750	1.000
1.25:1	13	812	1.029
1.5:1	11	825	1.008
2:1	9	900	1.050

为了缩短水泥浆液的凝胶时间,常加入适量的速凝剂。速凝剂的种类较多,主要有氯化钙、水玻璃、碳酸钠、熟石膏、硫酸钠、碳酸钾、红星一号、“711”速凝剂等,在注浆工程中常用的是氯化钙、水玻璃两种,掺速凝剂之后,对浆液的性能有较大的改变,见表 3-6-33。

速凝剂对水泥浆性能的影响

表 3-6-33

水灰比 (质量比)	速 凝 剂		初凝时间		终凝时间		抗 压 强 度 (Pa)			
	名称	用量 (占水泥质量的%)	(h)	(min)	(h)	(min)	1d	2d	7d	28d
1:1		0	14	15	25	00	8×10^5	16×10^5	59×10^5	92×10^5
1:1	水玻璃	3	7	20	14	30	10×10^5	18×10^5	55×10^5	—
1:1	氯化钙	2	7	10	15	04	19×10^5	19×10^5	61×10^5	95×10^5
1:1	氯化钙	3	6	50	13	08	20×10^5	20×10^5	65×10^5	98×10^5

由于单液水泥浆具有来源丰富、价格比较便宜、浆液结石体强度高、抗渗性能好、注浆工艺设备简单和操作方便等优点,故在注浆防渗帷幕工程中得到了广泛应用。

单液水泥浆作为颗粒性材料,在使用上有一定的局限性:如难以注入0.1mm以下裂隙和粒径小于1.1mm的砂层,凝固时间长且难以准确控制等。

6.5.3.3 水泥粘土浆的主要性能

在单液水泥类浆液中,根据施工目的和要求不同,加入一定量的粘土成为水泥粘土

浆。由于这种浆液的成本低、流动性及稳定性好,一般适用于充填注浆。

水泥粘土浆配比、用量及性能见表 3-6-34。

由表 3-6-34 可以看出,随着粘土掺入量的增多,水泥粘土浆的密度变小,抗压强度降低,在注浆防渗帷幕工程中粘土掺入量最大不能超过 15%,否则因强度过低不能使用。此外,在水泥粘土类浆液中如加入水玻璃或其它速凝剂,也可以改善浆液的性能。

6.5.3.4 水泥-水玻璃双液浆的主要性能

以水泥浆液和水玻璃为主剂的双液浆,既保有单液水泥浆的优点,又改善了水泥浆原有的性能,比如缩短凝胶时间和提高结石率等,是一种用途广泛,效果良好的注浆材料。

1. 水泥-水玻璃双液浆的特点

- (1) 浆液凝胶时间可准确控制在几秒至几十分钟范围内;
- (2) 结石体抗压强度可达 $100 \times 10^5 \sim 200 \times 10^5 \text{ Pa}$;
- (3) 结石率可达 100%;
- (4) 结石体渗透系数为 $10^{-2} \sim 10^{-3} \text{ cm/s}$;
- (5) 适宜于 0.1mm 以上裂隙和 1.1mm 粒径以上砂层注浆;
- (6) 材料来源丰富、价格低廉;
- (7) 对地下水及环境无污染。

2. 凝胶时间

水泥-水玻璃双液浆的凝胶时间系指从水泥浆和水玻璃相混合开始到浆液形成不能流动的凝胶为止的一段时间。影响凝胶时间的因素主要有水泥品种、水泥浆和水玻璃浓度及体积比、浆液温度等。

1) 水泥品种

在相同条件下,水泥成分中含硅酸三钙越多,与水玻璃的反应越快,而凝胶时间越短。用普通硅酸盐水泥配制的浆液与水玻璃混合之后,其凝胶时间要比矿渣硅酸盐水泥及火山灰质硅酸盐水泥配制的浆液要短。

2) 水泥浆浓度

水灰比越小,其水泥浆的浓度越大,水泥与水玻璃的反应越快,凝胶时间越短,详见表 3-6-35。

3) 水玻璃浓度

水玻璃浓度越小,凝胶时间越短,水玻璃浓度越大,则凝胶时间越长,二者呈正比关系。

4) 水泥浆与水玻璃体积比

水泥浆与水玻璃的体积比在 1:0.3~1:1 的范围内,其浆液的凝胶时间随着水玻璃用量的减少而缩短,并呈直线关系。

5) 浆液温度

随着温度的增加,水泥-水玻璃浆液的凝胶时间加快。

此外,在水泥-水玻璃浆液中掺合一定的速凝剂或缓凝剂,都可以对凝胶时间产生一定的影响。

3. 抗压强度

粘土固结对水泥浆性能的影响

表 3-6-34

水 灰 比	粘土用量 (占水泥%)	粘 度 (S)	密 度 (g/cm ³)	凝 固 时 间				结 晶 率 (%)	抗 压 强 度 (Pa)			
				初 凝		终 凝			3d	7d	14d	28d
				(h)	(min)	(h)	(min)					
0.5:1	5	滴流	1.84	2	42	5	52	99	118.5×10 ⁵	—	332×10 ⁵	136×10 ⁵
0.75:1	5	40	1.65	7	50	13	1	93	40.5×10 ⁵	69.6×10 ⁵	79.4×10 ⁵	78.9×10 ⁵
1:1	5	19	1.52	8	30	14	30	87	24.1×10 ⁵	51.7×10 ⁵	42.8×10 ⁵	81.2×10 ⁵
1.5:1	5	16.5	1.37	11	5	23	50	66	12.9×10 ⁵	34.5×10 ⁵	32.4×10 ⁵	73.6×10 ⁵
2:1	5	15.8	1.28	13	53	51	52	57	12.5×10 ⁵	25.8×10 ⁵	25.8×10 ⁵	78.5×10 ⁵
0.5:1	10	不流动	—	2	24	5	29	100	—	—	203×10 ⁵	—
0.75:1	10	65	1.63	5	15	9	38	99	29.3×10 ⁵	63.6×10 ⁵	51.2×10 ⁵	—
1:1	10	21	1.56	7	24	14	10	91	16.8×10 ⁵	45.5×10 ⁵	28.8×10 ⁵	—
1.5:1	10	17	1.43	8	12	20	25	79	15.6×10 ⁵	27.9×10 ⁵	33×10 ⁵	—
2:1	10	16	1.32	9	16	30	24	58	12.5×10 ⁵	15.8×10 ⁵	25.2×10 ⁵	—
0.5:1	15	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
0.75:1	15	71	1.70	4	35	8	50	99	4.01×10 ⁵	24×10 ⁵	29.5×10 ⁵	—
1:1	15	23	1.62	6	20	14	13	95	13×10 ⁵	15.6×10 ⁵	21.8×10 ⁵	—
1.5:1	15	19	1.51	7	45	24	5	80	8.5×10 ⁵	9.7×10 ⁵	14×10 ⁵	—
2:1	15	16	1.34	9	50	29	16	60	7.3×10 ⁵	11.3×10 ⁵	22.4×10 ⁵	—

水泥浆浓度对水泥-水玻璃浆液凝设时间的影响

表 3-6-35

水泥浆的水灰比	凝 胶 时 间								备 注
	25Be'		30Be'		35Be'		40Be'		
	(min)	(s)	(min)	(s)	(min)	(s)	(min)	(s)	
2:1	3	30	4	0	4	9	5	37	水泥为 400 号矿渣硅酸盐水泥, 水泥浆与水玻璃体积比 1 : 1
1:1	1	51	2	0	2	12	3	0	
0.8:1	1	30	1	36	1	59	3	27	
0.6:1	1	20	1	26	1	37	2	22	
0.5:1	1	17	1	32	1	40	2	25	

水泥-水玻璃双液浆结石体的早期强度高, 强度增长速度快, 这些性质有利于注浆。影响浆液结石体强度的因素较多, 主要有如下几种:

1) 水泥浆浓度

水泥浆的水灰比越小, 即浓度越大时, 双液浆的结石强度越高, 详见表 3-6-36。

2) 水玻璃浓度

水玻璃浓度对双液浆结石体抗压强度的影响见表 3-6-37。

3) 水泥浆与水玻璃体积比

有关试验表明, 水泥浆与水玻璃的体积比, 最佳范围是 1:0.4~1:0.6, 在此范围内结石体抗压强度最高, 见表 3-6-38。

6.5.3.5 化学浆液的主要性能

目前化学注浆材料有近百种, 其中水玻璃使用量约占一半左右。铬木素类、丙烯酰胺类、脲醛树脂类、聚氨脂类、糠醛树脂类也有使用, 但多用于水工建筑防渗和加固工程中, 在矿山防渗帷幕工程中一般用于补幕注浆。几种主要化学浆液的性能见表 3-6-39。

6.5.4 注浆材料选择

注浆材料的选择主要是根据注浆堵水地段的水文地质条件, 考虑注浆材料的可灌性、凝胶时间、粘度、强度、稳定性及耐久性等能否满足注浆工程的要求决定的, 同时还要考虑经济因素、环境保护以及材料来源等因素综合研究确定。

水泥浆浓度对双液浆结石体抗压强度的影响

表 3-6-36

水玻璃浓度 (Be')	水泥浆浓度 (水灰比)	水泥浆与水玻璃 体 积 比	抗 压 强 度 (Pa)		
			7d	14d	28d
40	0.5:1	1:1	204×10^5	244×10^5	248×10^5
	0.75:1		116×10^5	177×10^5	185×10^5
	1:1		44×10^5	106×10^5	113×10^5
	1.25:1		9×10^5	44×10^5	90×10^5
	1.5:1		5×10^5	9×10^5	23×10^5

水玻璃浓度对双液浆结石体抗压强度的影响

表 3-6-37

水玻璃浓度 (Be')	水泥浆浓度 (水灰比)	水泥浆与水 玻璃体积比	抗 压 强 度 (Pa)		
			7d	14d	28d
35	0.5:1	1:1	174×10^5	200×10^5	202×10^5
35	0.75:1		144×10^5	132×10^5	148×10^5
35	1:1		73×10^5	85×10^5	104×10^5
35	1.25:1		32×10^5	40×10^5	58×10^5
35	1.5:1		12×10^5	20×10^5	28×10^5
40	0.5:1		204×10^5	244×10^5	248×10^5
40	0.75:1		116×10^5	177×10^5	185×10^5
40	1:1		44×10^5	106×10^5	113×10^5
40	1.25:1		9×10^5	44×10^5	90×10^5
40	1.5:1		5×10^5	9×10^5	23×10^5
45	0.5:1		245×10^5	250×10^5	253×10^5
45	0.75:1		82×10^5	169×10^5	192×10^5
45	1:1		29×10^5	69×10^5	113×10^5
45	1.25:1		5×10^5	26×10^5	58×10^5
45	1.5:1		3×10^5	6×10^5	8×10^5

水泥浆与水玻璃体积比对双液浆结石体抗压强度的影响

表 3-6-38

水玻璃浓度 (Be')	水泥浆浓度 (水灰比)	水泥浆与水玻璃 体积比	结石体28天的抗压强度 (Pa)
40	0.6:1	1:0.3	136×10^5
		1:0.4	224×10^5
		1:0.5	235×10^5
		1:0.6	220×10^5
		1:0.8	172×10^5
	0.8:1	1:0.3	135×10^5
		1:0.4	143×10^5
		1:0.5	168×10^5
		1:0.6	180×10^5
		1:0.8	130×10^5
	1:1	1:0.3	99×10^5
		1:0.4	119×10^5
		1:0.5	179×10^5
		1:0.6	130×10^5
		1:0.8	110×10^5

几种主要化学浆液的性能表

表 3-6-39

浆液名称	粘度 (cp)	注入砂层的 最小粒径 (mm)	渗透系数 (cm/s)	凝胶时间	抗压强度 (Pa)	砂层中扩散半径 (mm)
水玻璃类	3~4	0.1	10^{-2}	瞬间~几十分	$<30 \times 10^5$	300~400
脲木素类	3~4	0.03	$10^{-2} \sim 10^{-5}$	十几秒~几十秒	$4 \times 10^5 \sim 20 \times 10^5$	300~400
丙烯酸酯类	1.2	0.01	$10^{-5} \sim 10^{-6}$	十几秒~几十秒	$4 \times 10^5 \sim 6 \times 10^5$	500~600
聚氨酯脂类	5~6	0.06	$10^{-2} \sim 10^{-4}$	十几秒~几十秒	$20 \times 10^5 \sim 80 \times 10^5$	300~400
聚醚脂类	十几~几百	0.03	$10^{-4} \sim 10^{-5}$	十几秒~几十秒	$60 \times 10^5 \sim 100 \times 10^5$	400~500
糠醛树脂类	<2	0.01	$10^{-4} \sim 10^{-5}$	几十秒~几十分	$10 \times 10^5 \sim 60 \times 10^5$	500~600

(1) 按水文地质条件及注浆目的选择注浆材料, 参阅表 3-6-40。

(2) 岩溶、裂隙岩层中注浆材料的选择可参阅表 3-6-41。

(3) 砂砾层中注浆材料的选择参阅表 3-6-42。

按水文地质条件及注浆目的选择注浆材料

表 3-6-40

水文地质条件		堵 水	加 固	充 填	防 渗
基岩裂隙	>0.1mm	单液。水泥浆 水泥。水玻璃浆	—		
	<0.1mm	MG—646脲木素类			
含 水 砂 层		MG—646、水玻璃类、脲木素类、 脲醛树脂类、聚氨酯类、糠醛树脂 类	—	MG—646	
破碎带、断层、溶洞		骨料+单液水泥浆 骨料+水泥-水玻璃浆 单液水泥浆、水泥粘土浆 水泥-水玻璃浆			—

岩溶、裂隙岩层中注浆材料及浓度选择表

表 3-6-41

项 目	岩溶、裂隙含水层中注浆孔段的压水流量 (l/min)			
	80~100	100~150	150~200	>200
浆液类型	单液水泥浆	单液水泥浆	单液水泥浆	水泥-水玻璃浆液
浆液起始浓度(水灰比)	2:1~1:1	1.5:1~0.8:1	1:1~0.6:1	1:1~0.8:1
水泥外加剂用量(%)	氯化钙 3~5% 或水玻璃 3~5% 或三乙醇胺 0.05% 及食盐 0.5%			
水玻璃浓度(Be')	—	—	—	35~40
水泥浆与水玻璃体积比	—	—	—	1:1~1:0.6
凝固时间(min)	300~400			2~3

注: 1. 水灰比为质量比, 外加剂用量为占水泥质量的百分数;

2. 浆液浓度为起始浓度, 可在注浆过程中根据实际情况调整。

砂砾含水层中注浆材料选择参考表

表 3-6-42

类别	浆液名称	砾石			砂粒			粉砂	粘土
		大	中	小	粗	中	细		
无机系	单液水泥类								
	水泥粘土类								
	水泥-水玻璃类								
	水玻璃类								
有机系	丙烯酸酯类								
	脲木素类								
	聚醚树脂类								
	聚氨酯类								
	糖酸树脂类								
粒 径 (mm)		10	4	2	0.5	0.25	0.05	0.005	
渗透系数 (cm/s)		10^{-1}	10^{-2}			10^{-3}	10^{-4}	10^{-5}	

(4) 防渗帷幕注浆工程中, 在高水头情况下, 宜采用结石强度高的水泥或水泥-水玻璃注浆材料; 在低水头情况下, 还可选用水泥粘土材料进行注浆。

(5) 大型防渗帷幕工程中, 化学注浆材料一般只用于局部堵漏。

(6) 注浆材料应尽量采用无毒无污染材料, 特别是在距水源地较近地区, 更应注意这个问题。

(7) 在满足注浆目的要求的条件下, 尽量采用来源丰富, 价格便宜的注浆材料。

6.6 注浆机具

注浆防渗帷幕施工所用的机具, 主要有钻探设备、注浆泵、浆液搅拌机、止浆塞、混合器及输浆管路等。

6.6.1 钻探设备

钻进注浆孔主要使用地质钻机。钻机的选择, 应根据建幕地段的地质条件、注浆深度及施工地点而定。表 3-6-43 列出了适于注浆防渗帷幕注浆孔施工的常用钻机的型号及钻探深度。

表 3-6-43 中所列的钻探深度为钻机设计终孔直径时的钻探深度, 而注浆孔终孔直径一般大于钻机的设计终孔直径, 故在选择钻机时, 其钻探深度应大于注浆孔的深度。

6.6.2 注浆泵

注浆泵是注浆防渗帷幕及其它注浆工程中的重要设备, 根据注浆的特点, 要求注浆泵具有足够的压力和排量。复杂的注浆工程要求注浆泵设有调压、调量装置, 以便在不同的

注浆孔施工用钻机型号及钻进深度表

表 3-6-43

序 号	钻 机 型 号	钻 探 深 度 (m)
1	TXU-200型钻机	200
2	TU300-2型钻机	300
3	XB-500型钻机	500
4	XU600-3型钻机	600
5	红旗-700m液压钻机	700
6	北京800型钻机	800
7	XB1400A型钻机	1000

注浆深度、不同的注浆情况下,对压力和浆量加以控制和调整。

目前国内使用的注浆泵种类较多,大体上可分三大类,即调速计量泵、往复式代用注浆泵、化学注浆泵。

6.6.2.1 调速计量泵

1. YSB-250/120型液力调速注浆泵

YSB-250/120型液力调速注浆泵,是专为注浆而设计制造的一种注浆多用泵,它能利用可调式液力变矩器调速,并具有以下特点:

- (1) 当压力稳定时,可无极变速调量,而压力增高时,流量可自动降低;
- (2) 泵的工作机构为往复式,能承受较高的压力;
- (3) 泵缸采用双缸双作用式,能输送较大的流量;
- (4) 采用防爆电机,易损件可原地更换。

YSB-250/120型注浆泵的技术规格见表 3-6-44。

2. 2 MJ-3/40型隔膜计量泵

2 MJ-3/40型隔膜计量泵是为适应双液注浆工艺要求而设计制造的专用注浆泵,该泵的特性如下:

- (1) 有两个缸头,既可输送同一种浆液,也可以分别输送两种浆液;
- (2) 利用调量手轮可任意改变柱塞行程,调节流量;
- (3) 泵缸头采用铸铁材料,既可输送一般水泥浆,也可输送低腐蚀性的化学浆。

2 MJ-3/40型隔膜计量泵的技术规格见表 3-6-45。

3. HFV型液压驱动注浆泵

YSB-250/120型液力调速注浆泵技术规格表

表 3-6-44

项 目	规 格	项 目	规 格
最大工作压力 (Pa)	120×10^5	变矩器泵轮转速 (r/min)	1490
最大排量 (l/min)	250	变矩器调速范围 (r/min)	0~1490
缸套直径 (mm)	80	电机型号	BJO ₂ -92~4
活塞行程 (mm)	150	电机功率 (kW)	75
缸 数 (个)	2	外形尺寸 长×宽×高 (mm)	3900×700×1600
吸水口直径 (mm)	75	质量 (kg)	3000
排出口直径 (mm)	45		

2 MJ—3/40型隔膜计量泵技术规格表

表 3-6-45

项 目	规 格	项 目	规 格
最大工作压力 (Pa)	40×10^5	进出口内径 (mm)	30
最大排量 (l/min)	50	电机功率 (KW)	7.5
柱塞直径 (mm)	75	电机型号	AJO ₂ -51-4
柱塞最大行程 (mm)	45	电机转速 (r/min)	1500
每分钟柱塞往复次数 (次)	144	外形尺寸 长×宽×高 (mm)	1130×1000×1050
柱塞数量 (个)	2	质量 (kg)	1000

HFV型注浆泵系日本大和钻探公司系列产品,为双缸双作用往复式注浆泵,主要由动力装置和泵体两大部分组成。泵体中的注浆缸直接由主动油缸带动做往复运动,进行吸排浆作业。该系列的注浆泵有如下特点:

- (1) 压力和排量可按油泵标定的试验曲线进行无级调节;
- (2) 液压系统内设有安全装置,运转安全可靠;
- (3) 停机或运转中,压力和流量都可进行调节;
- (4) 活塞行程较大,往复次数少,有利于延长易磨损零件的寿命;
- (5) 液压元件已标准系列化,加工简单;

(6) 装有流量计和压力、流量自动记录仪、能记录瞬时和累计排量,便于掌握注浆情况和施工管理。

适于注浆工程需要的几种HFV型注浆泵的技术规格见表 3-6-46。

几种HFV型注浆泵的技术规格表

表 3-6-46

性 能	HFV-2A	HFV-2B	HFV-2AB	HFV-2D	HFV-C	HFV-2F
压力 (Pa)	$5 \times 10^5 \sim 60 \times 10^5$	$5 \times 10^5 \sim 120 \times 10^5$	$5 \times 10^5 \sim 118 \times 10^5$	$50 \times 10^5 \sim 200 \times 10^5$	$30 \times 10^5 \sim 130 \times 10^5$	30×10^5
排量 (l/min)	0~100	0~45	0~71	20~100	0~200	120
柱塞直径 (mm)	65	57	57	75	100	120
每分钟往复次数 (次)	0~30	0~20	0~26	4.5~23	0~27	15
行程长度 (mm)	300	300	300	300	300	200
排浆口直径 (mm)	32	32	32	25	40	30
吸浆口直径 (mm)	40	40	40	40	65	65
油缸直径 (mm)	65	74	74	75	80	120
外形尺寸 (mm)	高	920	920	1000	1100	700
	宽	550	550	620	850	600
	长	2000	2000	2000	2200	1550
质 量 (kg)	290	280	400	1110	1045	350

6.6.2.2 往复式代用注浆泵

往复式注浆泵的型号较多,但大多数是代用泥浆泵。这种类型的注浆泵通常是采用更换不同直径的缸套和改变主轴转速的方法,按照实际的压力调节泵量,但调量时需停泵,不能满足注浆随时调量的要求。代用注浆泵不仅可以用来进行单液注浆,而且使用两台相同型号的代用泵还可以进行双液注浆。

1.300型电动水泥泵

300型电动水泥泵是石油固井的专用注浆设备。由于该泵排量大、压力高,近年来在矿山注浆工程中也得到了应用。例如,张马屯铁矿注浆防渗帷幕工程使用这种泵进行单液水泥注浆;开滦钱家营煤矿地面预注浆工程也使用这种泵进行水泥-水玻璃双液注浆。

300型电动水泥泵可输送水泥浆或水玻璃浆,注浆深度小于800m,改进进浆口位置可进行双液注浆。

300型电动水泥泵的性能见表3-6-47。

2.9 MFP型注浆泵

9 MFP型注浆泵是卧式双缸双作用往复泵,适于深孔、高压注浆使用,其性能见表3-6-48。

300型电动水泥泵性能表

表3-6-47

变速箱 排 挡	曲轴转速 (r/min)	最大排量和最大压力						活塞行程 (mm)	电机功率 (kW)	外形尺寸 长×宽×高 (mm)	设备质量 (kg)
		缸套直径100mm		缸套直径115mm		缸套直径127mm					
		最大排量 (m ³ /min)	最大压力 (Pa)	最大排量 (m ³ /min)	最大压力 (Pa)	最大排量 (m ³ /min)	最大压力 (Pa)				
1	25.34	0.152	300×10 ⁵	0.206	221×10 ⁵	0.256	179×10 ⁵	250	115	2389×945×1895	2775
2	37.51	0.225	203×10 ⁵	0.306	149×10 ⁵	0.378	121×10 ⁵				
3	58.13	0.348	131×10 ⁵	0.474	96×10 ⁵	0.586	78×10 ⁵				
4	86.04	0.617	88×10 ⁵	0.702	65×10 ⁵	0.868	53×10 ⁵				
5	119.1	0.715	64×10 ⁵	0.972	47×10 ⁵	1.203	38×10 ⁵				

9 MFP型注浆泵性能表

表3-6-48

主 轴 转 速 (r/min)	排 量 和 压 力										吸 入 管 直 径 (mm)	排 出 管 直 径 (mm)	电 机 功 率 (kW)	外 形 尺 寸 长 × 宽 × 高 (mm)	设 备 质 量 (kg)
	缸 套 直 径 (mm)														
	127		115		100		90		80						
	排 量 (l/s)	压 力 (Pa)	排 量 (l/s)	压 力 (Pa)	排 量 (l/s)	压 力 (Pa)	排 量 (l/s)	压 力 (Pa)	排 量 (l/s)	压 力 (Pa)					
90	16.70	35×10 ⁵	13.80	45×10 ⁵	9.95	60×10 ⁵	7.85	75×10 ⁵	6.00	100×10 ⁵	100	50	75	2630×1040×1630	2780
55	10.20	60×10 ⁵	8.25	75×10 ⁵	6.10	100×10 ⁵	4.80	125×10 ⁵	3.65	160×10 ⁵					

3. 其它几种类型代用注浆泵

这几种注浆泵可以输送水泥浆和化学浆,一般多在单液注浆时使用。其型号和性能见表 3-6-49。

6.6.2.3 化学注浆泵

几种适于防渗帷幕补强注浆用的化学注浆泵型号及其主要技术性能见表 3-6-50、3-6-51和 3-6-52表。

几种代用注浆泵的性能表

表 3-6-49

型 号	TBW-250/10	BW-250/50	TBW-50/15	2DN-25/80	CB ⁴ -540
最大压力 (Pa)	40×10^5	50×10^5	15×10^5	80×10^5	$35 \times 10^5 \sim 60 \times 10^5$
最大排量 (l/min)	250	250	50	420	540
缸套直径 (mm)	89	75	60	85	90, 100, 115
活塞行程 (mm)	150			140	150
每分钟往复次数 (次)	70	250, 150		170	50, 90
电动机功率 (kW)	24	20	2.2	70	40
外形尺寸: 长×宽×高 (mm)	2170×820×1770	1100×810×680	1054×353×645	2150×2075×950	1940×950×1390
设备质量 (kg)	1120	400	182	1270	1200

HGB型化学注浆泵性能表

表 3-6-50

项 目	规 格
排 量 (m ³ /h)	1.5; 0.75; 0.375; 0.188
压 力 (Pa)	60×10^5 ; 30×10^5
吸入管径 (mm)	25
排出管径 (mm)	20

可控硅调速齿轮化学注浆泵性能表

表 3-6-51

项 目	规 格
最大压力 (Pa)	15×10^5
进、出浆管外径 (mm)	20
进、出浆管内径 (mm)	15
真空吸入高度 (m)	9
流量调节范围 (l/min)	0~6.4

HG20-12型化学注浆泵主要性能表

表 3-6-52

项 目	规 格
最大压力 (Pa)	20×10^5
最大流量 (l/min)	12
外形尺寸: 长×宽×高 (mm)	750×430×700
设备质量 (kg)	120

6.6.3 浆液搅拌机

浆液搅拌机是注浆工程中的造浆设备，它的作用是使注浆材料和溶剂及其附加剂能迅速拌和而制成均匀的浆液，其生产能力应和注浆泵的单位注入量相适应，以保证连续供浆。

目前，国内尚无定型设备，大多由施工单位自制。近年来煤炭、冶金等部门多使用以下几种类型的搅拌机，其性能见表 3-6-53。

6.6.4 止浆塞

止浆塞是注浆工程的重要机具，用来阻止浆液在钻孔中返浆，以保证浆液连续不断地被压入注浆层的溶洞、裂隙或孔隙中，达到注浆堵水目的。常用止浆塞的技术特征见表 3-6-54。

6.6.5 混合器

混合器是双液注浆的重要装置。它使两种浆液均匀混合，发生物理及化学反应，并使浆液在预定时间凝固。常用的混合器类型、技术特征及适用条件见表 3-6-55。

浆液搅拌机的类型及特征表

表 3-6-53

类 型	立式水泥搅拌机	风动水泥搅拌机	旋流式造浆机	水力喷射式水泥搅拌机
搅拌能力 (m^3/h)	10~15			5~15
主轴转速 (r/min)	40~60			
特点及用途	(1) 叶片式机械搅拌; (2) 搅拌池可用砖砌并水泥抹面; (3) 地面预注浆; (4) 小型帷幕注浆	(1) 以风为动力搅拌水泥浆; (2) 劳动强度低, 灰尘小; (3) 地面预注浆; (4) 大型帷幕注浆	(1) 以水为动力搅拌水泥浆; (2) 搅拌筒有效容积为 $0.6m^3$, 一次造浆需 2~3 min; (3) 地面预注浆、工作面注浆或井壁注浆	(1) 以 BW 型泵为动力; (2) 连续搅拌; (3) 需备有贮灰仓、放灰漏斗及二次搅拌池; (4) 地面预注浆和帷幕注浆

常用止浆塞技术特征表

表 3-6-54

止浆塞类型	机 械 式				水力膨胀式	
	单管三爪止浆塞	单管异径止浆塞	孔内双管止浆塞	小型双管止浆塞	单管止浆塞	双管止浆塞
胶塞直径 (mm)	90, 110, 120, 130	90, 110, 120, 130	110, 120, 130	42, 75, 90, 110	110, 120, 130	110, 120, 130
胶塞长度 (mm)	150~200	150~200	200	150~200	1000	1000
最大压力 (Pa)	$60 \times 10^5 \sim 100 \times 10^5$	$60 \times 10^5 \sim 100 \times 10^5$	60×10^5	30×10^5	100×10^5	$60 \times 10^5 \sim 80 \times 10^5$
胶塞数量 (个)	2~4	2~4	2~4	1~3	1	1

混合器的类型、规格及适用条件表

表 3-6-55

混合器类型		弹簧半球式混合器	方盒式球阀混合器	孔内球阀混合器	孔口球阀混合器
规格 (mm)	进口内径	20	20	39	30
	出口内径	25	20	65	39
	长度	210	155	钢球直径36mm	
	宽度	85	145		
适用	通过浆液流量 (l/min)	<20	<50	<250	200~250
条件	承受压力(Pa)	<20×10 ⁵	<30×10 ⁵	<80×10 ⁵	100×10 ⁵ ~130×10 ⁵

6.6.6 注浆材料的贮存及输送设备

6.6.6.1 水泥贮存设备

帷幕注浆属于临时性工程,使用的水泥贮存罐亦须适应临时性的需要,一般采用钢制贮灰罐,适用于气卸式散装水泥车送料。常用的水泥贮存设备有下列几种:

1. 钢结构散装水泥罐

这种水泥罐容量较小,一般为20~25t,使用时固定安装在施工现场,由钢板焊接而成,上部为圆柱形,下部为圆锥形,工程结束时可分段拆卸或整体运输。

2. 箱形钢结构散装水泥仓

适用于倾卸式散装水泥车送料,仓的顶部设有活动开启的仓盖,便于水泥卸入,仓底设有管式螺旋输送机,将仓内水泥送入计量斗,供搅拌水泥浆液使用。

3. 钢制散装水泥库

库容为100t,水泥由倾卸式散装水泥车卸入料斗,再由倾斜皮带输送机送入库内。

4. 移动式水泥仓

仓的容量为15~20t,在仓的底盘装有专用的车轮可以移动,水泥由气卸式散装水泥车卸料入仓,仓底设有螺旋输送机出料,水泥计量通过对螺旋输送机的运转时间控制。

6.6.6.2 水泥输送设备

1. 倾卸式散装水泥汽车

倾卸式散装水泥车常用自卸式载重汽车装配而成,多以解放牌载重卡车改装为主,载重量3.5t左右,此外还有用交通牌倾卸式汽车改装成4t和15t载重量的散装水泥车。

2. 机械卸料式散装水泥汽车

机械卸料式散装水泥汽车载重量为4t,容积为3.65m³。采用螺旋输送机卸料,其螺旋输送机的主要技术性能见表3-6-56。

3. 风动卸料式散装水泥汽车

风动卸料式散装水泥汽车的卸料方式属低压、大风量的气力输送,要求配备较大风量的鼓风机。其设备的规格和性能见表3-6-57。

螺旋输送机主要技术性能表

表 3-6-56

项 目	规 格
直 径 (mm)	220
螺 距 (mm)	160
动 力 (kW)	4.5
转 速 (r/min)	100
倾斜角度	45°
出料方式	可上、下出料
卸车速度 (min)	15~20

风动卸料式散装水泥车的规格及性能表

表 3-6-57

项 目	规 格
载重量(t)	4
输料管直径 (mm)	150
卸车时间 (min)	15~20
送料高度 (m)	9~10
鼓风机风量 (m ³ /min)	20
鼓风机风压 (Pa)	0.2×10^5

4. 气力卸料式散装水泥汽车

气力卸料式散装水泥汽车的卸料输送原理与风动卸料基本相同, 主要区别在于气力卸料所用的工作压力较高, 经常在 10^6 Pa以上, 送料高度较大。

气力卸料式散装水泥汽车的型号、规格及主要性能见表 3-6-58。

气力卸料散装水泥汽车规格及主要性能表

表 3-6-58

车 辆 型 号	黄河牌151型吹卸车	JY型吹卸车	日野TE21型吹卸车
自重 (kg)	9300	8250	7600
载重量 (t)	7	6	6
发动机功率 (W)	180×0.75	135×0.75	140×0.75
排气压力 (Pa)	2.5×10^5	1.6×10^5	1.2×10^5
罐体外形, 长×宽×高 (m)	$4.42 \times 1.62 \times 1.508$	$4.42 \times 1.62 \times 1.508$	$4.42 \times 1.62 \times 1.508$
罐体容积 (m ³)	5.9	5.9	5.9
水泥输送速度 (t/min)	0.8~1	0.4	0.8~1
水泥输送高度 (m)	20	15	12~15
吹卸耗油量 (l/t)		0.15	

6.6.7 输 浆 管 路

输浆管路的管材主要有无缝钢管、有缝钢管、编织麻线胶管、编织棉线胶管、编织铅丝胶管、钢丝编织高压胶管等。注浆工程常用的各种钢管及胶管的技术规格分别见 表 3-6-59~表 3-6-62。

注浆用有缝钢管规格表

表 3-6-59

公称直径 (mm)	6	8	10	15	20	25	32	40	50	65	80	100
外径 (mm)	10	13.5	17	21.25	26.75	33.5	42.25	48	60	75.5	88.5	114
材 质	A ₃											

注浆用无缝钢管规格表

表 3-6-60

外 径 (mm)	壁 厚 (mm)	外 径 (mm)	壁 厚 (mm)
42	5	60	6
50	5.5	63.5	6
57	10	68	20
60	4		

编织麻线 (A), 编织棉线 (B), 编织铅丝 (C) 胶管规格表

表 3-6-61

公称 直径 (mm)	外 径 (mm)									工 作 压 力 (Pa)								
	一 层			二 层			三 层			一 层			二 层			三 层		
	A	B	C	A	B	C	A	B		A	B	C	A	B	C	A	B	
8	17	17.5	19	19	19.5	20	21			35×10 ⁵	40×10 ⁵	45×10 ⁵	55×10 ⁵	75×10 ⁵	65×10 ⁵	70×10 ⁵		
10	19	19.5	21	21	21.5	22	23	22.5		25×10 ⁵	30×10 ⁵	40×10 ⁵	40×10 ⁵	60×10 ⁵	60×10 ⁵	50×10 ⁵	85×10 ⁵	
13	22.5	23	24	25	25	25	27.5	24.5		40×10 ⁵	30×10 ⁵	30×10 ⁵	55×10 ⁵	60×10 ⁵	45×10 ⁵	70×10 ⁵	80×10 ⁵	
16	25.5	26		28	28		30.5	30		30×10 ⁵	25×10 ⁵		45×10 ⁵	45×10 ⁵		55×10 ⁵	60×10 ⁵	
19	29.5	29.5		32	31.5		34.5	34		20×10 ⁵	25×10 ⁵		35×10 ⁵	50×10 ⁵		45×10 ⁵	70×10 ⁵	
22	32.5	32.5		35.5	34.5		37.5	37		15×10 ⁵	20×10 ⁵		25×10 ⁵	40×10 ⁵		30×10 ⁵	55×10 ⁵	
25	36	36		39	38.5		42	41		10×10 ⁵	20×10 ⁵		40×10 ⁵	40×10 ⁵		50×10 ⁵	60×10 ⁵	
32	43			46	45.5		49	48		20×10 ⁵			30×10 ⁵	25×10 ⁵		40×10 ⁵	60×10 ⁵	
38	49			52	52		55	54		15×10 ⁵			20×10 ⁵	20×10 ⁵		25×10 ⁵	30×10 ⁵	
45	55			58			61			12×10 ⁵			15×10 ⁵			20×10 ⁵		

钢丝编织高压胶管规格表

表 3-6-62

公称直径 (mm)	胶层厚度 (不大于) (mm)		外 径 (mm)		
	内 胶	外 胶	一层钢丝编织 胶	二层钢丝编织 胶	三层钢丝编织 胶
8	1.5	1	19	21	
10	1.5	1	21	24	25
13	1.5	1	24	27	28
16	1.5	1	27	30	31
19	1.5	1	30	33	34
22	1.5	1	33	36	37
25	2.0	1	37	40	41
32	2.0	1	44	47	48
38	2.0	1		53	54
45	2.0	1		60	61

注浆工程常用测试仪表

表 3-6-63

工作项目	仪 器 设 备		主要技术特征	用 途	使用条件
	名 称	型 号			
钻 探	陀螺测斜仪	IDT-2型	精确度: $\pm 5'$ 外径: 90mm 适用深度: 700m	(1) 检查钻孔施工质量; (2) 为注浆段(点)坐标 计算提供数据; (3) 钻孔定向导斜	可用于有磁性干扰施 工区, 精度高, 但需配 备六芯油井钢丝电缆
	井斜仪	JJX-3型	测量误差: 顶角不大 于 $\pm 30'$, 方位不大于 $\pm 4'$		
	小口径测斜仪	JXK-2型	外径: 63mm; 40mm		
	钻孔定向仪	ZDX-1型	顶角大于 3° 时, 方位 误差小于 $\pm 1'30''$	(1) 纠正倾斜方向; (2) 钻孔定向导斜	推视器可在任何钻孔 施工中应用, 但需有 经纬仪配合使用
注 浆	自记压力计	YT-410型	测量范围 $0 \sim 160 \times 10^5$ Pa, 精度等级: 一级	(1) 用于压水试验; (2) 用于加压灌浆	与注浆管连接时, 必 须有油封装置串连
	标准孔板节流装置	BB10~BB64	公称压力: 10×10^5 ~ 64×10^5 Pa; 规格: Dg50~Dg400	(1) 配合造浆, 测定与 记录供水量; (2) 自记注水流量	需配备 MCL-430 型 或 CWC-430 型等差 压计使用
	电磁流量计	LD-25型 LD-50型 LD-80型	最大流量: $70 \text{ m}^3/\text{h}$ 最大工作压力: 16×10^5 Pa	(1) 记录注入浆量; (2) 记录注入水量	
	浆液密度计	1002型	测量范围: $0.96 \sim$ 2.1 g/cm^3 , 精度: 0.01 g/cm^3	测定浆液密度	
	野外粘度计	1006型	流出管孔径: 5mm	现场测定浆液粘度	
检 查 与 测 试	钻孔无线电波透 视仪	JWT-2A型	频率: $0.9 \sim 30.9$ MHz	测定注浆前后含水异常部 位	含水体与围岩电介常 数差异较大
	声波测井仪	SS-1型		测定注浆前后含水层富水 性变化	
	钻孔测漏仪	CL-3型		测定注浆孔内含水段位置	
	地漏仪	DS-1型	单道、数字显示		
室 内 试 验	泥浆静切力计	1007型			
	维卡仪			测定浆液凝固速度	
	混凝土渗透仪			测定混凝土渗透性	
	压力试验机			测定结石体抗压强度等	
	冲刷试验仪			测定结石体抗冲刷能力	

6.6.8 测试仪表

注浆工程常用测试仪表见表 3-6-63。

6.7 注浆钻探工程量及材料消耗量计算

6.7.1 注浆钻探工程量计算

6.7.1.1 注浆钻探工程量与一般钻探工程量的区别

一般钻孔的钻探工程量,系指钻孔的深度,计算比较简单,而注浆钻探工程量不单是指钻孔深度的进尺,它应包括重复钻进工程量及补幕钻进工程量等。重复钻进因涉及间歇注浆次数,因此,这部分钻探工程量较大,计算也比较繁杂。在编制帷幕设计时,考虑这些因素对工期、投资的影响是必要的。

补幕工程量,往往在设计时没有考虑,而在工程结束时反映出来,根据部分帷幕工程的施工经验,补幕是不可少的一个环节,在设计中应尽可能予以考虑。

6.7.1.2 注浆钻探工程量的计算

在总结帷幕施工经验的基础上,考虑注浆工程的特点,综合主要的影响因素,在帷幕设计中,其注浆钻探工程量可按式计算:

$$A = B + B(K_1 + K_2) \quad (3-6-22)$$

式中 A ——注浆钻探工程量, m ;

B ——设计注浆孔的总进尺, m ;

K_1 ——重复钻进影响系数,一般取 $0.3 \sim 0.6$;

K_2 ——补幕钻探经验系数,一般取 $0.1 \sim 0.2$ 。

6.7.1.3 注浆钻探工程量在注浆工程中所占比例

注浆钻探所需时间和投资,在帷幕施工总工期和总投资费用中占有重要地位。如张马屯铁矿等三条帷幕的注浆钻探工程所用的时间,占帷幕施工所用全部时间的 $53 \sim 85\%$,投资占 $42 \sim 51\%$,详见表 3-6-64。

6.7.2 水泥消耗量计算

为减少矿坑涌水量,防止或减轻地面塌陷而设计的注浆防渗帷幕工程,主要使用单液水泥浆,根据帷幕注浆工程实践,其水泥消耗量建议采用下式计算:

$$Q = nq(1 + K_1 + K_2) \quad (3-6-23)$$

式中 Q ——帷幕工程水泥消耗量, t ;

q ——单位注浆段长度平均水泥消耗量, t/m ,设计时可按表 3-6-65 所列经验值选取;

n ——注浆段总长度, m ;

K_1 ——水泥损失系数,取 $0.2 \sim 0.3$;

帷幕钻探工程的工程量及工期表

表 3-6-64

工程名称	钻探时间占总工期的比例(%)	工程量及工期	钻探投资占总投资的比重(%)
张马屯铁矿防渗帷幕	72.50	钻探总进尺23816.95m, 按钻进速度24m/d计, 需32.6个月	51.06
黑旺铁矿防渗帷幕	53.38	钻探总进尺23381.45m, 按钻进速度24m/d计, 需32.03个月	42.13
水口山铅锌矿防渗帷幕	85.00	钻探总进尺31471.90m, 帷幕总工期共16年零4个月(包括停工、待料)	49.50

单位注浆段长度水泥消耗量表

表 3-6-65

工程名称	单位吸水量 (l/s·m)	浆液浓度		浆液压力 (Pa)	岩溶率或裂隙率(%)	每米注浆段 平均水泥消耗量(t)
		开始	常用			
黑旺铁矿防渗帷幕	0.4~10.3	1.46~1.71	1.71~1.81	$15 \times 10^5 \sim 22.5 \times 10^5$		1.56
水口山铅锌矿防渗帷幕	0.0087~33.56	2~1	1~0.6	$28 \times 10^5 \sim 30 \times 10^5$	14.22	2.3
张马屯铁矿防渗帷幕	2.13~4.5	1.2~1.4	1.6~1.8	$70 \times 10^5 \sim 100 \times 10^5$	2.00	3.16
金州石棉矿试验帷幕		2~0.9		$2 \times 10^5 \sim 8.5 \times 10^5$		0.33

K_2 ——水泥消耗均衡系数, 取0.1~0.2。

6.8 注浆防渗帷幕堵水效果的检验方法

6.8.1 物探检验方法

6.8.1.1 钻孔无线电波透视法

在钻孔中利用无线电波透视方法探测孔间岩石注浆前后对电磁波吸收和散射的变化情况, 以检查注浆质量和堵水效果。

目前无线电波透视经常采用同步法和定点法, 其精度和效果均可满足探测要求。

1. 同步法

发射天线和接收天线等距提升或下放, 保持两个天线的间距和发射角不变。在同步法中又可分为水平同步和高差同步法。

1) 水平同步法

将分放在两个钻孔中的发射天线和接收天线以同一水平提升或下放, 使接收天线位于辐射场的赤道面上, 具有最大的辐射场。

2) 高差同步法

分放在两个钻孔中的发射天线和接收天线相差一固定高度, 提升或下放时高差保持不变, 高差值根据孔深、孔距确定。

2. 定点法

分放在两个钻孔中的发射或接收天线, 其中一个固定, 另一个移动, 逐点进行测量。定点一般选在水平曲线异常拐点附近, 以固定远离异常体的天线为宜。这种方法在张马屯铁矿防渗帷幕工程中取得了较好的效果。

目前常用的无线电波透视仪有KWT型及JJT型两种。KWT型发射机和接收机的技术性能分别见表3-6-66及表3-6-67。

KWT型无线电波透视仪发射机技术性能表

表3-6-66

项 目	性 能
工作频率 (MHz)	5.35; 10.7; 20; 30; 50
输出脉冲功率 (W)	≥ 10
消耗功率 (W)	≤ 12

KWT型无线电波透视仪接收机技术性能表

表3-6-67

项 目	性 能
起始灵敏度 (μV)	< 0.2
最大接收讯号 (mm)	> 2
本振频率 (MHz)	5.815; 11.185; 20.465; 30.465; 50.465

6.8.1.2 钻孔摄影法

利用钻孔摄影仪拍摄钻孔孔壁岩石裂隙的大小、方向和发育程度, 对照注浆孔注浆前后的图象, 即可判断注浆质量。

SK-150型钻孔摄影仪的技术特征见表3-6-68。

SK-150型钻孔摄影仪技术特征表

表3-6-68

项	目	性	能
应用孔径 (mm)		91;110;130;150	
适用倾角		90°或>70°	
镜头焦距 (mm)		40	
载片容量		35mm电影胶片10m	
每周拍摄张数		6;7;8	
电源电压 (V)	交	流	110/220
	直	流	18
摄影机外形尺寸 (mm)	直	径	89
	长	度	1112
电	缆	三芯铜探电缆	

6.8.1.3 声波测试法

利用声波在不同介质中传播速度不同的特性,对注浆质量进行测定。一般情况下完整岩体的声波传播速度较破碎的岩石高,水中的声波传播速度要比固体低,已注浆地段其声波传播速度要比未注浆地段高,故根据声波探测结果的对比分析可以对注浆质量进行评价。如兖州东滩煤矿西风井地面预注浆工程,曾采用PSC—1型冻结壁声波测厚仪对注浆质量进行检验,获得了预期的效果。

6.8.1.4 地震测试法

地震测试法系根据注浆前后岩石动弹性模量的变化,对注浆质量进行分析和鉴定。一般情况下,注浆后的动弹性模量较注浆前有所增加,其增长速率随岩石的破碎程度而变化,岩石越破碎,其增长速率越大。根据水利部门的经验,其增长速率可达20~310%。

6.8.1.5 超声波测试法

利用超声波法测试注浆前后岩体动弹性模量的变化,也可以对注浆质量进行分析和鉴定。目前,水利部门广泛使用该法测试大坝注浆质量,效果较好。

6.8.2 直观检查方法

6.8.2.1 钻孔取心检查

利用钻孔取岩心,直观检查岩心岩溶或裂隙被浆液的充填程度,据此对帷幕注浆质量进行分析鉴定。可以利用帷幕线上的注浆钻孔取心,或者在专门的质量检查孔中取心。这种直观检查方法,在我国矿山注浆工程中被广泛采用。

6.8.2.2 大口径检查孔检查

在帷幕中心部位施工直径为0.8~1.0m的钻孔,在孔壁直接观察注浆情况。这种方法适于浅层帷幕,在水利部门广泛采用,效果较好。

6.8.2.3 专门巷道检查

在具备条件时,可在幕内掘进一条与帷幕相平行的巷道,在巷道内检查浆液扩散及结晶情况,亦可直接观察到岩溶、裂隙被浆液充填情况。这种方法比较直观,但所耗费用较大。如水口山铅锌矿防渗帷幕曾使用这种方法对注浆质量进行检查和补幕,取得较好效果。

6.8.3 压水试验检查

利用专门质量检查孔或帷幕上的注浆孔进行压水试验,压水试验按注浆段分段进行,并计算单位吸水率。耐久性压水试验应在全孔进行,一般持续48h,使用压力为注浆常压。如张马屯铁矿、黑旺铁矿等防渗帷幕均采用了压水试验方法进行了检查,达到了预期检查效果。

6.8.4 坑道放水试验检查

具备条件时,在幕内坑道中掘进专门的放水硐室并施工放水孔进行坑道放水试验,是一个更为可靠的评价方法。试验应做三个降深,确定地下水位降深和放水量的关系,计

算堵水效果。此外,应观测幕体内外两侧地下水位,绘制地下水位等值线图,以分析帷幕的堵水效果。如张马屯铁矿防渗帷幕成功地运用这种方法,对帷幕的堵水效果进行了确切的评价。

6.9 注浆防渗帷幕应用实例

6.9.1 张马屯铁矿注浆防渗帷幕

6.9.1.1 矿区水文地质条件

张马屯铁矿为砂卡岩型矿床,矿体平均厚21.57m,矿体埋藏在地表以下200~450m,有200m厚的闪长岩将其与第四系松散层隔开。

矿体直接顶板为含水丰富的中奥陶统大理岩,地下水压力达 $27 \times 10^5 \sim 43 \times 10^5 \text{ Pa}$,经坑道放水试验推算,该矿的矿坑涌水量达 $45 \times 10^4 \text{ m}^3/\text{d}$ 。

6.9.1.2 矿山概况

矿山基建已经开凿两条井,主竖井采用双层罐笼提升,副斜井采用串车提升并兼做回风。采矿段高40m,由-240~-400m共分为5个开采阶段,采用房柱法、分段法采矿,矿柱和底柱均为4m,矿房宽度30m,采后充填。

基建时期,主井已开拓到-240m,副井开拓到-200m,并用盲井与已形成的-240m运输大巷贯通。由于矿床直接顶板奥陶系灰岩含水层地下水压力高、水量大,使采准和回采工作不能正常和安全地进行,在这种情况下,采用了构筑防渗帷幕的防治水方案。

6.9.1.3 帷幕工程布置

帷幕线长480m,注浆孔34个并采用单排布置形式。注浆孔间距15m,注浆孔孔深变化在310~565m之间,孔径一般不小于110mm,特殊情况下使用91mm。注浆层厚度为13.5~237m,平均厚度为104m。

注浆采用单液水泥浆,使用400号及500号普通硅酸盐水泥和矿渣水泥,以400号水泥为主。

注浆采用SNC-H300型水泥注浆泵,工作压力为 $300 \times 10^5 \text{ Pa}$,排浆量达 $1.17 \text{ m}^3/\text{min}$ 。注浆孔钻进采用北京800型钻机。

由于注浆层厚度大,透水性不均一,采用分段注浆。为适应注浆层垂向裂隙发育的情况,采用下行压入式注浆,其注浆段长度为5~30m。

6.9.1.4 水泥消耗量

在34个注浆孔中,平均每孔耗水泥264t,单孔耗水泥最多为1023.9t。帷幕线上的145个注浆段,平均每个注浆段耗水泥62t,最长达755.75t,平均每米耗水泥3.16t。

帷幕主要技术经济指标详见表3-6-71。

6.9.1.5 帷幕堵水效果

1. 坑道涌水量减少

帷幕堵水后,当幕内坑道放水量为 $2.04 \text{ 万 m}^3/\text{d}$ 时,中心孔水位下降204m,与堵水前坑道放水量 $1.3 \text{ 万 m}^3/\text{d}$ 及中心孔水位下降25m相比,注浆防渗帷幕取得了53%的堵水效果,后经补幕封底,又把堵水效果提高到80%。

补幕封底前的堵水效果计算结果见表3-6-69。

2. 幕体渗透性明显降低

注浆前大理岩的单位吸水率平均值为 $0.0358 \text{ l}/\text{min} \cdot \text{m} \cdot \text{m}$,注浆后降低了82%,注浆结束时单位吸浆量平均值为 $0.0065 \text{ l}/\text{min} \cdot \text{m} \cdot \text{m}$,比注浆前降低了85%。

帷幕堵水效果计算成果表

表 3-6-89

开采阶段 (m)	堵水前涌水量 (m ³ /d)			堵水后涌水量 (m ³ /d) 与堵水效果 (%)					
	角直进水大井法		水文地质比拟法	角度进水大井法				水文地质比拟法	
	承压	承压— 无压		承压		承压—无压		涌水量	堵水效果
				涌水量	堵水效果	涌水量	堵水效果		
-240	52740	50840	50769	25290	52.05	24320	52.16	24451	51.80
-280	68010	65950	65785	31840	53.18	30920	52.12	30050	54.30
-320	79910	77620	77172	36560	54.25	35620	54.12	34344	55.49
-360	87440	85210	84508	39930	54.33	39010	54.32	37636	55.46
-400	89020	86940	86080	42040	52.77	40330	53.61	38776	54.95

6.9.1.6 经济效益

帷幕形成后可采出3380kt铁矿石, 矿山年产量按150kt、计算, 回采率按70%考虑, 可开采15.77年, 矿坑涌水量按平均减少2.75万 m^3/d 计算, 每年可节约排水费150万元, 帷幕所用的投资费用, 四年即可抵偿, 每采1t矿石可节约7.97元。

6.9.2 黑旺铁矿防渗帷幕

6.9.2.1 矿区水文地质条件

黑旺铁矿属中温热液型矿床, 以褐铁矿为主。矿体赋存在岩溶裂隙发育的奥陶系大理岩中, 矿区东邻渭河河谷, 属水文地质条件复杂的隐伏岩溶型大水矿床。

矿区地下水的主要补给来源是大气降水和河水, 主要含水层中奥陶统大理岩和第四系砂砾层中的地下水是矿坑充水的主要来源。

中奥陶统大理岩岩溶裂隙发育, 最大溶洞直径可达2~3m, 钻孔单位涌水量 $q=0.4\sim 10.31/\text{s}\cdot\text{m}$, 渗透系数 $k=0.3\sim 14.7\text{m}/\text{d}$ 。

6.9.2.2 矿山概况

矿山已开采20多年, 现已由山坡露天转为深凹露天开采。露天坑设计最低开采水平为+15m标高, 现已开采至+75m水平, 设计阶段高度10~15m。椭圆形露天坑长轴为北东向, 长约1500m, 宽约500m。

露天采矿场位于淄河古河床中,淄河水流经采矿场南、东、北三个方向,对采矿场补给强烈,预计+15m水平的涌水量为36万 m^3/d 。在二十多年的开采过程中,采矿场排水量的峰值为 $21.5 \times 10^4 \text{m}^3/\text{d}$,平均每年需113万元的排水费用。为减少排水费用,提高经济效益,在露天采矿场东帮+135~+145m标高,设计施工一条防渗帷幕,自1976年开始施工,至1981年12月,帷幕工程基本结束。

6.9.2.3 帷幕工程布置及施工概况

根据矿区水文地质条件,将帷幕布置在东帮+135m台阶上,帷幕全长1520m,注浆孔孔距10m,按单排布置,共155个注浆孔,孔深100~150m,帷幕线近南北走向,略呈弧形。

注浆孔采用800—1型回转钻机钻进,其注浆孔结构:在钻穿第四系砂砾层后,下127mm套管止水,再改用110mm钻头钻进成孔,注浆孔最小孔径不小于91mm。

采用三爪止浆塞止浆,在岩石破碎、孔径过大之处,胶塞上缠布料并涂黄油,止浆效果较好,止浆塞一般距孔底10m,个别的在孔口止浆。

注浆采用SNC—H300型水泥注浆车。采用射流法造浆及下行压入式注浆,注浆段长度一般为10m,最长达50m,最短为2~3m。

根据单位吸水率 q_w ($1/\text{min} \cdot \text{m} \cdot \text{m}$)将注浆孔分为三种情况:

$q_w < 0.1$ 时不注浆;

$0.1 < q_w < 0.2$ 时合并注浆;

$q_w < 0.2$ 时分段注浆。

注浆压力为 $(15 \sim 22.5) \times 10^5 \text{Pa}$,浆液浓度采用五级:0.5:1; 0.6:1; 0.7:1; 0.8:1; 1:1。

6.9.2.4 堵水效果

1. 采矿场内涌水点涌水量减少

采矿场+120、+110、+95m水平已经疏干,没有涌水点,+85m水平涌水点的压力降低,涌水量减少,淄河水透过冲积层渗入采矿场+135m水平的水量也明显降低。

2. 采矿场排水量明显减少

帷幕工程自1976年8月10日开始施工至1981年12月28日竣工结束,随着注浆工程的施工,从1981年以来,采矿场排水量逐渐减少,详见表3-6-70。

帷幕的主要技术经济指标见表3-6-71。

6.9.3 水口山铅锌矿防渗帷幕

6.9.3.1 矿区水文地质条件

矿区含水层主要有下二叠统栖霞组大理岩、茅口组上段燧石结核灰岩和第三系衡阳群底砾岩。主要隔水层有茅口组砂页岩和花岗岩长岩。

帷幕的走向与鸭公塘倒转背斜斜交,利用茅口砂岩和火成岩构成东北、西南两面的隔水边界,与帷幕组成一个闭合三角形,矿体被包围在其中。帷幕带上含水层埋藏深度为190~240m,平均厚度9.56m。大理岩岩溶率为2.4~30.6%,平均为14.22%,经注水试验,单位吸水率为 $0.087 \sim 33.561/\text{min} \cdot \text{m} \cdot \text{m}$ 。含水层顶板为茅口组砂岩,注浆前地下水位已降至含水层顶板附近,地下水流速达44m/h。

6.9.3.2 矿山概况

水口山铅锌矿鸭公塘矿区自1957年初期开采至今已近30年。在矿山建设和生产过程中,防治矿床地下水概括的分为查、排、防、堵四个阶段。1967年基本完成矿床疏干工作,但由于产生地表塌陷,引起河水倒灌,矿坑排水量骤增,最高可达 $2600 \text{m}^3/\text{h}$,仅在1966~1970年的五年内,总排水费用高达667.36万元,随之采用注浆防渗帷幕堵水,以防治地面塌陷和减少矿坑涌水。

6.9.3.3 帷幕工程布置

帷幕布置在开采错动区之外,与矿体最近距离40m,帷幕原设计长度230m,随着隔水边界条件的进

历年采矿场日平均排水量表

表 3-6-70

年 份 (年)	年降雨量 (mm)	平均排水量 (m ³ /d)	水库最大放水量 (m ³ /s)	排水阶段 (m)
1960	547.3	13243		+ 130; + 120
1961	930.3	16668	100	
1962	859.8	41606	610	
1963	774.6	74480	130	
1964	1137.3	91582	1000	
1965	502.2	81673	110	
1966	620.0	74292		+ 130; + 120; + 110.
1967	615.0	56774		
1968	498.9	15956		+ 130; + 120;
1969	454.5	46125		+ 110; + 95
1970	798.1	53995		
1971	737.3	45483		+ 130; + 120; + 110
1972	627.4	42072	720	
1973	880.6	61128	720	
1974	795.2	90594	1300	+ 110; + 95; + 85
1975	674.8	91999	800	
1976	777.1	84289	300	
1977	499.27	47466	380	
1978	856.9	—	700	+ 130; + 120; + 110
1979	623.7	59778	600	+ 95; + 85; + 75
1980	798.7	81590	930	+ 85; + 75
1981	382.2	44209	400	
1982	768.8	30959	600	
1983	589.2	41437	400	+ 75

一步查明,帷幕线东延230m,竣工后帷幕总长为560m。帷幕地面标高+96~+150m,帷幕平均深度250m。局部最大深度为652m,主要岩溶发育段标高为-59~-149m。

帷幕设计厚度10m,单排注浆孔,孔距10m,除主体工程之外,还布置了如下辅助工程:

(1)在帷幕内外各布置一排水位观测孔,观测线与幕体的距离分别为35m和20m;

(2)在坑道内第五、七两个开采阶段布置了勘察钻孔,藉以了解火成岩接触带及帷幕深部含水带的透水性;

(3)布置了注浆质量检查孔,其布置有三种情况:在帷幕线上布置新孔;利用已有注浆孔导斜;在检查巷道中钻进水平孔及任意方向的注浆检查孔;

(4)为检查帷幕注浆质量,在幕内+15m及-76m水平布置327m长的巷道,直接揭露含水层,检查浆液充填及结石情况。

6.9.3.4 注浆工艺

水口山铅锌矿的帷幕施工,采用了地面与井下联合的自流式注浆工艺,在地势较高地段设置造浆站,用输浆管将浆液输送到注浆孔,依靠地形高差及浆液自重压力将其充填到大理岩的溶洞和裂隙中。

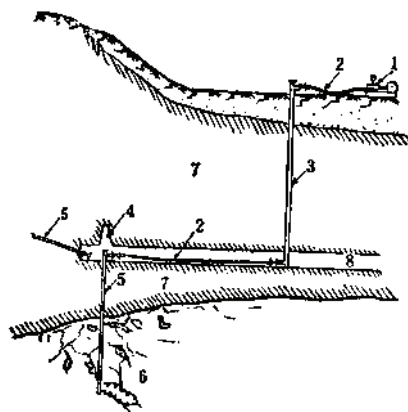


图 3-6-16 地面与井下联合注浆
工艺流程示意图

1—注浆泵; 2—输浆管; 3—直通式
输浆孔; 4—硐室; 5—井下注浆孔;
6—含水层; 7—隔水层; 8—巷道

帷幕注浆中、后期,在帷幕内距帷幕线15m位置的地面以下180~232m深处,平行帷幕布置一条检查及补充注浆巷道。因巷道施工难以穿过岩溶和构造极其发育的强含水段,故巷道西、中、东三段,分别布置在-100、-76、-60m标高的三个水平上,沿帷幕方向巷道总长为580m,各段之间有天井或输浆孔及通讯孔相沟通。由于巷道接近含水层的富水地段,使注浆孔揭露溶洞和裂隙的准确性大大提高,同时又大大的减少了与注浆无关的无效钻进工程量。在注浆方面,由于采用地面与井下联合注浆工艺获得成功(见图3-6-16),因此从根本上克服了深部注浆存在的一系列问题,使注浆条件极其复杂的帷幕东、西两端合拢得以实现。

6.9.3.5 堵水效果

水口山铅锌矿帷幕的堵水效果,可由1983年6月洪水沿地面塌洞倒灌的情况显示出来,这次洪水可视为一次天然的升压试验,仅66个小时,坑内总灌入水量达2500万 m^3 以上,塌洞内的水位已平河水位。塌洞灌水初期,帷幕西段阻水防渗能力较强,幕外水位上升速度较快,最高水位与疏干前仅差1.55m,这时在帷幕 $D_{25} \sim D_{28}$ 一段形成进口,使水进入幕内,转而引起幕外水位下降。帷幕的东段和中段防渗能力强,整个洪峰期,幕内、外水位差高达106m。帷幕东延段尚待合拢,但已具有一定的抗渗能力,幕内、外也已经形成42.74m的水位差。

目前矿床已开采至-260m标高,采矿场揭露含水层的面积逐年增加,在幕外供水用的放水点尚未关闭的情况下,矿坑涌水量仅为725 m^3/h ,比矿床疏干预测的涌水量减少53%。

注浆防渗帷幕的主要技术经济指标详见表3-6-71。

6.9.4 国内外注浆防渗帷幕工程主要技术经济指标

(1)国内部分矿山注浆防渗帷幕主要技术经济指标见表3-6-71。

(2)国外部分注浆防渗帷幕工程主要技术经济指标见表3-6-72。

图内部分矿山注浆防渗透帷幕主要技术经济指标一览表

表3-6-71

项目	内 容	水口山铅锌矿 防渗透帷幕	张马屯铁矿 渗 透 幕	黑旺铁矿 防渗透帷幕	梅庄煤矿 浅截帷幕	田屯煤矿 浅截帷幕	青山泉煤矿 防渗透帷幕	大封煤矿 防渗透帷幕
矿区水文地质	帷幕两端隔水边界	(1)茅口组砂岩 (2)花岗岩长岩体	(1)F ₁ 断层 (2)F ₂ 断层	中奥陶统大理岩	煤系1~4层石 灰岩	(1)9层石灰岩露 头(2)F ₁ 断层	(1)2矿井边界 (2)3矿井边界	
	含水层位	下二叠统栖霞大 理岩	中下奥陶统石灰 岩	中奥陶统大理岩	煤系1~4层石 灰岩	煤系中9层石灰 岩	煤系中9、10层石 灰岩	煤系5层石灰岩
	埋藏深度/标高(m)	>200/-59~- 149	130~580/-110 ~-500					
	强含水段平均厚度(m)	20	104					
	岩溶(裂隙率)(%)	2.4~30.6			33		20~30	3~5
	单位涌水量(l/s·m)	0.0087~33.56	0.016~6.49					
帷幕要素	渗透系数(m/d)	35.32	0.08~38.17	0.3~14.7				
	矿坑最大涌水量(预测/实际)(m ³ /d)	33696/71520 44	40830/20400	360000/215000				
	注浆前地下水流速(m/h)							
	帷幕类型	半封闭式	封闭式					
帷幕要素	帷幕至开采线距离(m)	40	20					
	帷幕长度(m)	560	480	1520	3200	262	565	
	帷幕厚度(m)	10	10					
	帷幕深度(m)	250(平均)	460	100~150	30~40		130	
钻 探	注浆孔排列	单 排	单 排	单 排				
	注浆孔间距(m)	10	15	10	7.5~15	10	5~7.5	10
工 程	注浆孔深(m)	250(平均)	310~565	100~150				
	注浆孔数	347	34	155	31	29	63	15
井 程	观测孔数	7	9	6		13		
	钻探工程总进尺(m)	31471.90	23816.95	23381.45				
井 程	巷道、副室长度(m)	1036						
	钻筒/钻探室(个)	8/16						

续表

项目	内容	水口山铅锌矿 防渗帷幕	张马屯铁矿 渗帷幕	黑旺铁矿 防渗帷幕	协庄煤矿 浅截帷幕	田屯煤矿 浅截帷幕	晋山泉煤矿 防渗帷幕	大封煤矿 防渗帷幕
注浆孔孔径 (mm)		91~110	110	>91				
帷幕施工类型	地面与井下联合	地面注浆 下行、压入式	地面注浆 下行、压入式	地面注浆 下行、压入式				
注浆方式	下行、自灌式	1~25	5~30	10				
注浆段高 (m)		28×10 ⁵ ~60×10 ⁵	70×10 ⁵ ~100×10 ⁵	15×10 ⁵ ~22.5×10 ⁵	10×10 ⁵ ~13×10 ⁵	6×10 ⁵ ~22×10 ⁵	6×10 ⁵ ~20×10 ⁵	30×10 ⁵
注浆压力 (Pa)		5~50	70	70				
最大注浆量 (m ³ /h)		单液水泥浆 2~0.5	单液水泥浆 3~0.5	单液水泥浆 1~0.5	单液水泥浆、双 液浆 单液0.8~1, 双 液1.0.3~1.0.5	单液水泥浆 0.5:1~0.8:1	粘土水泥浆 1:2~1:4	单液、双液
浆液类型								
浆液浓度								
投资及经济指标	地面注浆孔钻探费用 (万元)	270.94	284.52	268.57				
	坑内注浆孔钻探费用 (万元)	53.36						
	井巷工程费用 (万元)	14.50						
水泥材料	总消耗量 (t)	23129.36	10804.67	32454				
	费用 (万元)	231.29	237.18					
注浆施工费用 (万元)		39.22						
其他费用 (万元)		26.18	35.49					
总投资费用 (万元)		635.69	557.19	674.78		8.95		76
帷幕每米长度造价 (万元)		1.135	1.16	0.44				
效果	帷幕平均单位吸水量 (l/min·m·m)	<0.001	0.000108					
帷幕渗透系数比: $\alpha = \frac{K_1}{K_2}$ (注浆后) / $\frac{K_1}{K_2}$ (注浆前)		0.017						
堵水效果 (%)		53 (一期) 80 (二期)	80					
效果	帷幕内外形成差 m水位差, 矿井 涌水量减少1.1 m ³ /min, 年节约 排水费4.04万元							
	帷幕内、外水位差 为26m, 全年减 少涌水量200万 m ³ , 年节约排水 费用16万元							
	涌水量由建幕 前的1172m ³ /h 减至5.4m ³ /h							

国外部分注浆防渗帷幕工程主要技术经济指标一览表

表 3-6-71

序号	工程名称	水文地质概况	帷幕工程概况	帷幕深度 (m)	注浆孔间 距 (m)	注浆压力 (Pa)	单位注 入量 (kg/m)	注浆效果
1	摩洛哥埃尔·坎赛拉大坝注浆防渗帷幕	水库位于湖泊地区, 坝筑在透水的石灰岩上	在坝基下设置帷幕, 由双排孔组成, 下行式注浆, 注浆段长5m, 注浆孔总长15520m, 帷幕面积55000m ² , 耗用水泥6438t		2.5	$30 \times 10^5 \sim 50 \times 10^5$	415	大坝建成30多年, 帷幕防渗效果好
2	南斯拉夫斯克洛普堆石坝注浆防渗帷幕	白垩系石灰岩, 有落水洞及溶洞两岸各有一个大溶洞, 左岸的长达150m	帷幕长1200m, 总面积96000m ² , 注浆孔总长48244m, 双排孔注浆	40~120	4~5	10×10^5	530	最高蓄水位时, 总渗水量为500l/s
3	意大利桑塔·久斯庭纳拱坝注浆防渗帷幕	坝基为白云质石灰岩, 断层裂隙发育	帷幕长600m, 分段注浆, 注浆孔总长105000m, 凡影响坝体稳定的断层均用 30×10^5 Pa的高压水冲洗后再注浆	200	2.5	80×10^5	100	
4	西班牙卡拉札重力坝注浆防渗帷幕	坝址为石灰岩, 岩体发育, 其下有不透水的里阿斯石灰岩作帷幕底板	帷幕长1200m, 注浆孔总长度132000m, 注浆材料为水泥, 并投放矿渣、砂、砾石、锯末、沥青等	112~394	5.1	100×10^5	3880	注浆后坝基的渗透量减至2 m ³ /s
5	意大利瓦尔·盖立纳拱坝注浆防渗帷幕	大坝建在白云岩和石灰岩上	注浆孔总长30000m, 帷幕面积20000m ² , 耗水泥28647t, 与坝体所用水泥相当	50		80×10^5	780	
6	摩洛哥突·埃尔·威当拱坝注浆防渗帷幕	坝址为石灰岩, 裂隙发育, 其下为不透水的泥灰岩	注浆孔总长36790m, 帷幕总面积135000m ² , 耗水泥19080t, 砂6784t, 粘土1275t, 下行式注浆, 段长5m	60~150	4~5	50×10^5	735	370m长的帷幕, 总渗流量为100 l/s, 防渗效果良好
7	苏联斯托依林露天矿注浆防渗帷幕工业试验	露天矿大部分涌水来自赛诺曼—阿尔必砂层, 顶板为14m厚的白垩层	帷幕建在露天矿东北部非工作部+130m水平, 共施工5孔, 下行式分段注浆, 注浆段长1.8~2.4m			$5 \times 10^5 \sim 10 \times 10^5$		注浆后固砂半径0.6~0.8m, 单轴抗压强度 41.4×10^5 Pa, 渗透系数 $k = 0.016\text{m/d}$

续表

序号	工程名称	水文地质概况	帷幕工程概况	帷幕深度 (m)	注浆孔间 距(m)	注浆压力 (Pa)	单位注 入量 (kg/m)	注浆效果
8	苏联斯捷普那亚煤矿注浆防渗帷幕工业试验	矿井水的80%由煤层涌出,采煤工作面进水宽度3500m	在保安煤柱内建200m长帷幕,9个注浆孔,采用粘土浆掺入10~12%水泥和1~1.5%水玻璃,共耗浆315m ³		15	12×10^5 25×10^5		南部运输平巷的涌水量由36.1 m ³ /h下降到24.5 m ³ /h
9	罗马尼亚罗希亚露天矿注浆防渗帷幕	日乌河水通过第四系卵石层补给矿坑	在距露天矿境界外60~100m构筑防渗帷幕,采用1:3的水泥粘土浆		10			

第七章 防 渗 墙

编写单位 华北冶金矿山建设公司设计研究院

编写人 沙 志 冯荣珍 王积兴

防渗墙是沿防渗线建造在含(透)水地层中的截水墙。它能有效地截断地下水流,从而减少含(透)水地层的渗透流量,代替或部份代替矿山疏干排水工程。利用防渗墙还可大幅度降低矿山排水费用,并对地下水资源起到保护作用。

我国在五十年代就曾采用混凝土防渗墙处理土石坝透水地基,近二十年来在矿山防治水工程中也得到应用。目前国内煤矿已有二十多条竖井采用混凝土防渗墙处理第四系含水层,深度已达55m。黑旺铁矿、叶庄铁矿及西石门铁矿等金属矿山应用防渗墙防治矿床地下水也取得了良好效果。

7.1 防渗墙设计所需的资料

(1) 造墙地段含水层和隔水层的岩性、产状、厚度、分布、渗透系数、单位涌水量、静止水位,各含水层或含水构造之间的水力联系,地下水与地表水之间的水力联系。

(2) 造墙地段地下水的流速、流向、水流性质、造墙后所必须承受的最大静(动)压力。

(3) 造墙地段的地质构造及发育程度,构造破碎带的产状、规模、含水性及稳定性。

(4) 造墙地段含水层的孔隙、裂隙、岩溶发育及连通程度,孔隙(裂隙)率及其分布。

(5) 地下水水温、水质分析。

(6) 冲积层的孤石分布情况及其尺寸。

(7) 基岩表层的风化程度、深度及其透水性。

(8) 冲积层各组的颗粒组分、密度、干湿容重、含水量、饱和度、相对密度、干燥与饱和状态下的安息角及内摩擦角、变形模量、孔隙比。

(9) 基岩表层的容重、抗压强度、渗透系数、变形模量。

(10) 附图,包括造墙地段的地形图或带状地形图、造墙地段的水文地质平面图和水文地质剖面图、造墙地段的透水性及孔隙发育程度分带剖面图。

7.2 填 筑 式 防 渗 墙

7.2.1 填筑式防渗墙的类型及应用条件

填筑式防渗墙按结构不同,分如下几种类型:

(1) 垂沟式：桩柱式、槽板式、泥浆槽、浆砌石等防渗墙同属此类。

桩柱式及槽板式防渗墙均可按桩孔或单元槽的连接形式不同，分为搭接形和连锁形两类，见图 3-7-1、图 3-7-2 及图 3-7-3。

泥浆槽防渗墙墙体不需要填筑混凝土，可以节省水泥，工程造价较低，但墙体密实性差，故承担水压较小，相对墙的厚度较大。



图 3-7-1 桩柱式防渗墙

1—搭接形；2—连锁形

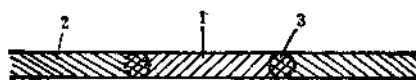


图 3-7-2 搭接形槽板式防渗墙

1—一期槽孔；2—二期槽孔；3—搭接处

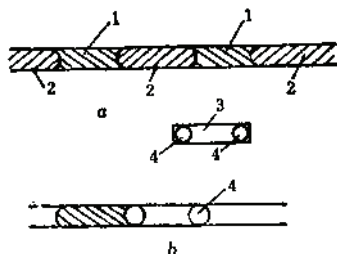


图 3-7-3 连锁形槽板式防渗墙

a—间隔浇筑的 b—依次浇筑的

1—单号墙段；2—双号墙段；3—单元槽段；4—接头管

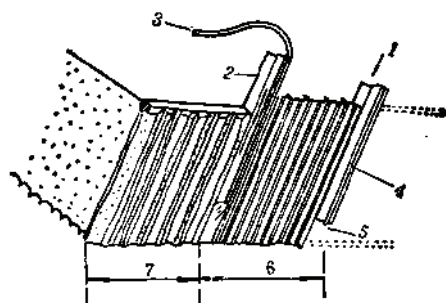


图 3-7-4 平接式板桩灌注墙施工示意图

1—打桩；2—拔桩；3—进浆口；4—灌浆

管；5—出浆口；6—正施工墙段；7—已建墙段

(2) 板桩式：板桩灌注墙按采用的钢板桩形式分为工字桩型与赖生 M 号板桩，按连接方式不同分为平接式和搭接式见图 3-7-4 及图 3-7-5。

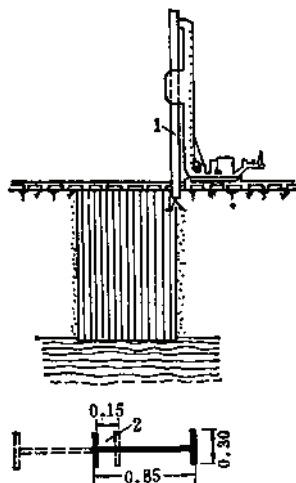


图 3-7-5 搭接式板桩灌注墙施工示意图

1—打桩；2—搭接部位；图中单位：m

各类型防渗墙及其应用条件见表 3-7-1。

防渗墙类型及应用条件

表 3-7-1

防渗墙类型			构 筑 方 法	应用条件及注意事项	适宜深度 (m)	已建成最大 深度 (m)	允许水力 梯度 I_p
型 沟 式	桩 柱 式	搭 接 形	用冲击钻打大直径钻孔, 采用泥浆或套管护壁, 然后回填混凝土或粘土混凝土	适用不稳定及坚硬岩层	>60	131.0	90左右
		连 锁 形					
	槽 板 式	搭 接 形	用冲击钻、抓斗或其它方法挖槽孔, 泥浆固壁, 然后回填混凝土	适用于冲积和洪积层。若含水层地下水位较高, 要抬高泥浆液面	30~60	67.0	
		连 锁 形					
	泥 浆 槽		用索铲或其它方法挖槽, 槽宽一般 1.5~3.0m, 泥浆固壁, 回填粘土、砂、砾石的混合料	适用于粒度较小且较均一的含水层。当地下水位升高时, 适当加大泥浆密度(泥浆密度一般为 $1.04 \sim 1.24 \text{ t/m}^3$)	10~25	28.0	7~12
形 桩 式	浆 砌 石		人工开挖后采用块石等材料砌筑墙体, 迎水面用水泥抹面	较薄的第四系覆盖层	<10	—	—
	工 字 桩 型	将钢板桩打入地层, 而后在桩体拔出的同时, 灌入防渗墙材料	将钢板桩打入地层, 并通过桩身灌入防渗材料	适用于中细粒的第四系含水层	10~15	25.2	10~30
		锁 生 X I 号 板 桩					

7.2.2 防渗墙设计

7.2.2.1 防渗墙设计的主要内容

(1) 对提供设计依据的基础资料进行分析, 提出存在的主要问题, 分析这些问题对防渗墙堵水工程设计的影响程度, 同时采取相应措施, 提出解决方法。

(2) 对构筑防渗墙的必要性和可能性进行技术经济评价。

(3) 确定防渗墙类型、工程布置、布置形式及要求。

(4) 筑墙材料的选择及要求。

(5) 防渗墙渗流量的估算。

(6) 防渗墙施工机械的选择及施工工艺。

(7) 工程量及材料消耗的计算。

(8) 防渗墙使用期的监控, 墙体内外观测孔的布置, 确定布置的原则, 观测孔数量, 观测孔结构, 钻探工程量等。

(9) 编制概算。

(10) 编制说明书及附图、附表。

7.2.2.2 防渗墙工程布置

1. 布置原则

(1) 防渗墙位置必须选择在矿坑充水的主径流带上, 墙的轴线走向应与地下水流向垂直。

(2) 布置在过水断面最窄、边界条件可靠的部位。

(3) 应尽量布置在含水层埋藏浅、厚度薄、隔水底板稳定之地段。

(4) 布置在采矿错动带范围以外。

2. 布置形式

1) 封闭式

封闭式防渗墙必须构筑在含水层隔水底板上, 防渗效果好, 深部无绕流。

2) 半封闭式

半封闭式防渗墙的深度应根据造墙地段的地质、水文地质情况, 矿山排水条件, 对防渗的要求和经济效益等综合考虑, 一般不宜太深, 但一定要穿透强含水带, 座落在弱含水层或相对隔水地层中。

7.2.2.3 防渗墙厚度的确定

1. 泥浆槽防渗墙

泥浆槽防渗墙厚度的初步选择可按下式计算:

$$B = \frac{H}{I_p} \quad (3-7-1)$$

式中 B ——墙厚, m;

H ——作用水头, m;

I_p ——允许水力梯度。

2. 板桩灌注墙

充填墙一般厚10~20cm, 扩散墙厚20~50cm, 允许水力梯度一般采用10~30。

3. 桩柱式、槽板式混凝土防渗墙

对于混凝土防渗墙, 允许水力梯度的概念是比较含混的, 但由于它比较简单、实用, 故也可用于初步确定墙的厚度。表3-7-2列出混凝土抗渗标号、最大水力梯度及允许水力梯度。

4. 浆砌石防渗墙

根据防渗墙施工工艺及其稳定性等确定防渗墙厚度。要求石料采用坚硬新鲜岩石, 抗压强度大于60MPa, 块度大于200mm, 砌石采用100°水泥砂浆。迎水面垂直, 抹1:2防水砂浆20mm, 砂浆内掺入5%防水粉, 背水面坡度1:0.1, 防渗墙顶厚一般0.8~1m。

7.2.2.4 筑墙材料的选择

1. 桩柱式和槽板式防渗墙

混凝土抗渗标号, $I_{\max}$ 及IP表

表 3-7-2

指 标	抗 渗 标 号			
	B ₂	B ₄	B ₆	B ₈
最大水压力 (MPa), 在此水压力下 28d的试件 (15cm厚) 不发生渗水现象	0.2	0.4	0.6	0.8
最大水力梯度 $I_{\max}$	133	267	400	533
建议设计采用的允许水力梯度 I_P (考 虑安全系数 5 以上)	<26	<53	<80	<106

1) 混凝土

素混凝土: 一般每 m^3 水泥用量400kg, 骨料最好是天然卵石或碎石, 最大粒径不超过20mm, 坍落度为18~21cm。若混凝土在运输过程中时间超过2h, 还需使用缓凝剂。

掺粘土及外加剂混凝土: 在混凝土中掺入适量的粘土及外加剂 (加气剂或塑化剂), 以改善其性能。掺加适量粘土, 能适当降低弹性模量, 减少墙身刚度, 提高抗渗性。掺加粘土后对混凝土的耐久性不利, 故须同时掺入一定量的加气剂或塑化剂, 以提高混凝土的耐久性。

我国部分工程混凝土的配比见表 3-7-3。

我国部分防渗墙工程混凝土配比

表 3-7-3

每立方米混凝土材料用量 (kg)				加 气 剂 (%)	水 灰 比	坍 落 度 (cm)	抗 渗 标 号	抗压强度 (MPa)	
水	泥	石 子	砂					7d	28d
238~400	895~1089	500~635	75~128	0.0075~0.025	0.55~0.7	17~24	B ₄ ~B ₈	>2.94	>5.88

加筋混凝土: 为提高混凝土的抗裂能力, 可在混凝土中加钢筋网, 钢筋焊接成刚性骨架, 开挖后即放入浆液中, 然后浇灌混凝土。

塑性混凝土: 每 m^3 混凝土大致用水泥60~100kg, 骨料0.9~0.95 m^3 , 膨润土15~25kg。

混凝土配合比需根据工程要求合理选择, 表 3-7-4、表 3-7-5 及表 3-7-6 列出各类型工程防渗墙的混凝土配比资料。

混凝土抗渗标号及其渗透系数见表 3-7-7, 建议采用的抗渗标号见表 3-7-8。

2) 自凝灰浆

自凝灰浆常用的配比为每 m^3 灰浆用水泥200kg、膨润土30~60kg及少量缓凝剂。

3) 装配式预制板防渗墙

在工厂预制成墙板, 槽孔完成后插入槽内, 墙与槽之间的空隙用自凝灰浆充填, 使预制板与地层紧密相接, 形成防渗墙。

2. 板桩灌注墙

板桩灌注墙常用的材料比例见表 3-7-9。

锦州铁合金厂防渗墙混凝土配比

表 3-7-4

矿渣 32.5#水泥	每m ³ 混凝土材料用量(kg)				加气剂 (%)	木质素 磺酸钙 (%)	水灰比	砂率 (%)	坍落度 (cm)	扩散度 (cm)
	水	200目筛 润土粉	砂子	0.5~4cm 石子						
298	234	37	723	958	0.008	2	0.66	43	18~25	30~36

广西湿比河防渗墙混凝土施工配比

表 3-7-5

编 号	含砂率 (%)	掺土率 (%)	水灰比	每m ³ 混凝土材料用量(kg)					坍落度 (cm)	抗压强度(MPa)			抗渗标号	抗压弹性模量 (MPa)
				水泥	粘土	水	砂	石		7d	28d	90d		
11施	35	20	0.65	313.8	78.5	255	566	1063	20	4.4	7.4	9.3	>B ₈	0.2×10 ⁵
13施	35	15	0.68	310.0	55.0	250	580	1090	21	5.7	9.9	13.4	>B ₈	0.2×10 ⁵

北京密云白河主坝防渗墙混凝土材料配比

表 3-7-6

水泥标号	水灰比	材 料 (kg)						强度(MPa)		坍落度 (cm)	抗渗标号
		水泥	水	砂	石子	粘土	加气剂 (%)	7d	28d		
350	0.533	375	240	579	1075	75	0.0075	2.4	10.3	18~20	B ₈
400	0.64	300	240	570	1075	75	0.0125	4.8	10.8	18~20	B ₈

混凝土抗渗标号及渗透系数表

表 3-7-7

抗 渗 标 号	渗透系数K (cm/s)
B ₁	3.91×10 ⁻⁸
B ₂	1.96×10 ⁻⁸
B ₄	0.783×10 ⁻⁸
B ₆	0.419×10 ⁻⁸
B ₈	0.216×10 ⁻⁸
B ₁₀	0.177×10 ⁻⁸
B ₁₂	0.129×10 ⁻⁸
B ₁₆	0.767×10 ⁻⁹
B ₂₀	0.236×10 ⁻⁹

建议采用的抗渗标号

表 3-7-8

工 作 条 件	建议抗渗标号(龄期28d)	
	地下水无侵蚀性	地下水有侵蚀性
水力梯度70~90	B ₈	>B ₈
水力梯度50~70	B ₆	B ₈
水力梯度20~50	B ₄	B ₆
水力梯度20以下	B ₂	B ₄

常用的材料比例

表 3-7-9

材 料	干料与水	干料中：水泥与粘土或水泥与膨润土
粘土水泥浆	0.5~1.0	0.3~0.35
膨润土水泥浆	0.16~0.30	1.50~1.75

另外，为防止浆体失水收缩，常掺入少量磷酸盐或其它有机盐。

3. 泥浆槽防渗墙

回填料级配一般均以开挖渣料为基础，配齐不足的粒径，细料用膨润土粉料和泥浆补足，细料含量一般占10~25%。常用的回填料级配见图 3-7-6。

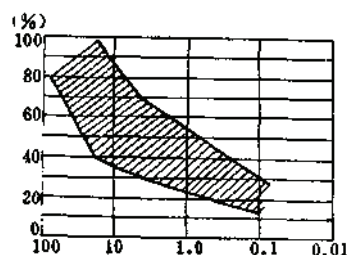


图 3-7-6 泥浆槽防渗墙回填料常用级配

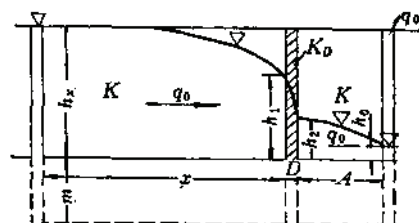


图 3-7-7 封底式防渗墙渗流示意图

各类型防渗墙及其材料见表 3-7-10。

各类型防渗墙及其材料

表 3-7-10

防渗墙类型	对 材 料 的 要 求	材 料
桩柱式和墙板式	有足够的防渗能力及耐久性，能防止地下水的侵蚀。 有一定强度及良好的流动性、和易性	混凝土，掺粘土及外加剂混凝土，塑性混凝土、自凝灰浆等
板桩灌注墙	凝结前不沉淀、不离析、凝结后有较高的弹性和塑性	粘土水泥浆、膨润土水泥浆、水泥砂浆等
泥 浆 槽	具有较低的渗透系数 ($10^{-5} \sim 10^{-6} \text{cm/s}$)，较大的容重 ($2.32 \sim 2.40 \text{t/m}^3$) 和较小的压缩性 ($3 \sim 5\%$)	不经压实的粘土、砂和砾石的混合物

7.2.2.5 防渗墙渗流计算

矿山用防渗墙可以减少流向矿坑的涌水量，但不能完全消除地下水流往保护区的涌水。

防渗墙设计中的渗流计算，是为了确定进入矿坑的地下水渗入量以及防渗墙外和矿坑之间地段上的地下水位降落曲线。

此外，通过分析计算，可以根据含水层的水文地质参数、被保护段的大小和进入矿坑的容许涌水量来选定防渗墙的必要参数：防渗墙的厚度和材料的透水性。

1. 平面平行流

1) 直线型封底式防渗墙

呈直线布置的墙体完全切断含水层情况下（图 3-7-7），按下列公式进行计算。

(1) 无压渗流:

$$q_0 = \frac{k(h_x^2 - h_0^2 - 2I_0 h_{cp} D)}{2(x + D(\beta - 1))} \quad (3-7-2)$$

$$h_1 = \sqrt{h_x^2 - \frac{(h_x^2 - h_0^2 - 2I_0 h_{cp} D)}{L + D(\beta - 1)}} - X \quad (3-7-3)$$

$$h_2 = \sqrt{h_0^2 + \frac{(h_x^2 - h_0^2 - 2I_0 h_{cp} D)A}{L + D(\beta - 1)}} \quad (3-7-4)$$

$$\beta = \frac{K}{K_D}$$

(2) 承压渗流:

$$q_0 = \frac{Km(h_x - h_0 - I_0 D)}{h + D(\beta - 1)} \quad (3-7-5)$$

$$h_1 = h_x - \frac{(h_x - h_0 - I_0 D)x}{h + D(\beta - 1)} \quad (3-7-6)$$

$$h_2 = h_0 + \frac{(h_x - h_0 - I_0 D)A}{h + D(\beta - 1)} \quad (3-7-7)$$

式中 q_0 ——通过帷幕的单位涌水量, $m^3/d \cdot m$; K ——含水层的渗透系数, m/d ; h_x ——距防渗墙 X 处地下水水头, m ; h_0 ——矿坑溢流处地下水水头, m ; I_0 ——防渗墙的初始水力梯度, 见表 3-7-11;

不同材质防渗墙的初始水力梯度

表 3-7-11

材 料 名 称		初始水力梯度 I_0
混 凝 土	抗渗标号 B_2	26
	抗渗标号 B_4	53
	抗渗标号 B_6	80
	抗渗标号 B_8	100
粘 土	致密粘土	15~30
	亚粘土	10~25
	亚砂土	0.5~1.5

 h_{cp} ——地下水流的平均厚度, m ; D ——防渗墙厚度, m ; L ——防渗墙至补给边界距离, m ; X ——防渗墙至任意点的距离, m ; K_D ——防渗墙体的渗透系数, m/d ;

A ——矿坑至防渗墙距离, m;

h_1 、 h_2 ——分别为防渗墙外、内两侧地下水位, m;

h ——补给边界处地下水水头, m;

m ——承压含水层厚度, m。

2) 直线型半封底式防渗墙

在防渗墙墙体与下伏隔水层连接得不好或隔水层标高发生变化, 防水墙与隔水层之间出现间隙, 下部发生绕流时, 可按下述公式估算渗流量。见图 3-7-8

(1) 无压渗流:

$$q_0 = \left(\sqrt{h_x^2 - \frac{2q_0x}{K}} - \sqrt{h_0^2 + \frac{2q_0A}{K}} \right) \frac{(K - K_D) - \frac{f}{D} + \frac{K_D}{2D}(h_x^2 - h_0^2)}{1 + \frac{K_D}{K}(X + A)} \quad (3-7-8)$$

(2) 承压渗流:

$$q_0 = \frac{m(h_x - h_0)}{\frac{x}{K} + \frac{D}{K_m} + \frac{A}{K}} \quad (3-7-9)$$

$$K_m = \frac{K_D(m - f) + kf}{m}$$

式中 K_m ——墙体的平均渗透系数, m/d;

f ——非封底型墙体下缘距隔水层之间的高度, m;

其余符号同前。

实际资料表明, 当防渗墙下部即或有不大的间隙, 也会使地下水涌水量大量增加, 以致显著降低防渗墙的防渗效果。例如在无压含水层采用非封底式防渗墙, 在 $h_x = 50\text{m}$, $h_0 = 0$, $X = 1000\text{m}$, $\beta = 10^3$, $D = 1\text{m}$, $A = 200\text{m}$ 条件下, 当墙体距隔水层间留有 0.2m 间隙时, 涌水量可达无防渗墙时总涌水量的 90% 以上。因此, 在实际工程中应力求避免这种情况发生。

2. 平面辐射流

1) 环形封底式防渗墙

呈环形布置的墙体完全切断含水层情况下 (图 3-7-8), 按下列公式进行渗流计算。

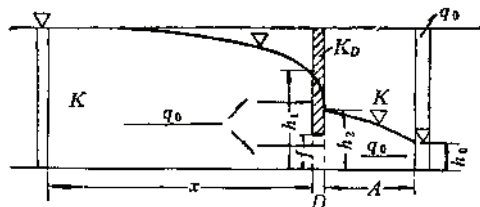


图 3-7-8 半封底式防渗墙渗流示意图

(1) 无压渗流:

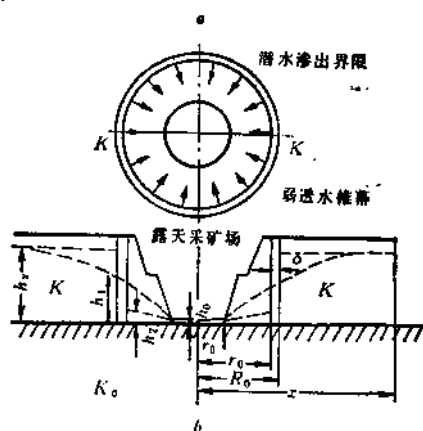


图 3-7-9 环形防渗墙渗流示意图
a—平面；b—剖面

$$Q = \frac{\pi k (h_x^2 - h_0^2 - 2 I_0 h c_p D)}{\beta \frac{D}{r} + \ln \frac{R_0}{r_0}} \quad (3-7-10)$$

$$h_1 = \sqrt{h_x^2 - \frac{h_x^2 - h_0^2 - 2 I_0 h c_p D}{\ln \frac{x}{r_0} + \beta \frac{D}{r_0}} \ln \frac{x}{R_0}} \quad (3-7-11)$$

$$h_2 = \sqrt{h_0^2 + \frac{h_x^2 - h_0^2 - 2 I_0 h c_p D}{\ln \frac{x}{r_0} + \beta \frac{D}{r_0}} \ln \frac{r}{r_0}} \quad (3-7-12)$$

(2) 承压渗流:

$$Q = \frac{2 \pi k m (h_x - h_0 - I_0 D)}{\ln \frac{x}{r_0} + \beta \frac{D}{r}} \quad (3-7-13)$$

$$h_1 = h_x - \frac{h_x - h_0 - I_0 D}{\ln \frac{x}{r_0} + \beta \frac{D}{r_0}} \ln \frac{x}{R_0} \quad (3-7-14)$$

$$h_2 = h_0 + \frac{h_x - h_0 - I_0 D}{\ln \frac{X}{r_0} + \beta \frac{D}{r_0}} \ln \frac{r_0}{r_0} \quad (3-7-15)$$

式中 Q ——通过防渗墙渗入矿坑的总涌水量, m^3/d ;

R_0 ——防渗墙轮廓线的外半径, m ;

r_0 ——防渗墙轮廓线的内半径, m ;

r_0 ——矿坑引用半径, m 。

2) 环形非封底式防渗墙

(1) 承压渗流:

$$Q = \frac{2\pi^2 Kms}{4 \operatorname{sh}\left(\pi \ln \frac{r}{r_0}\right) \operatorname{sh}\left(\pi \ln \frac{x}{r}\right)} \cos 4 \frac{\pi a}{2m} \quad (3-7-16)$$

(2) 无压渗流:

公式 3-7-16 适用于承压渗流, 当该公式用于无压渗流时, 必须取:

$$m = \frac{h_x + h_0}{2} \quad (3-7-17)$$

式中 a ——含水层顶板之下的防渗帷幕砌筑深度;

式中其余符号意义同前。

7.2.3 防渗墙施工机械及施工工艺

7.2.3.1 施工主要机械

1. 冲击式钻机和回转式钻机

目前常用的冲击式钻机型号有 CZ-20、CZ-22、CZ-30 等; 回转钻机型号有 SPJ-300、SPC-300H、红星 300 等。几种主要钻机的技术规格性能详见第四章矿床疏干中的地表疏干方式。

2. 抓斗

抓斗按启闭方法不同可分为钢索抓斗和液压抓斗, 依导向方式不同又可分为导板抓斗和导杆抓斗。各类型抓斗及其优缺点见表 3-7-12。

各类型抓斗及其优缺点

表 3-7-12

类 型	优 点	缺 点
导板抓斗	设备简单、灵活、通用性大	挖槽能力有限, 垂直精度较低
导杆抓斗	垂直精度高, 操作方便, 工效高	需净空较大的现场
导杆液压抓斗	垂直精度高, 挖槽深度大, 可达 30~50m	

3. 多头钻成槽机

由上海基础公司试制的 SF₁-60 型多头钻成槽机, 采用动力下放柔性悬挂反循环排渣的形式, 多头钻技术参数如下:

槽宽 600~800mm

有效长度(全长) 1992mm

设计掘削深度 60m

钻头数 5 个

转速 50r/min

动力 18.5kW × 2 台

反循环管 φ150mm

输出扭矩 700 × 10N · m

机头重量 8500kg

外形尺寸 2400×600×4300mm

优点：经济效果好，钻进速度快，超挖量少（超挖量少是保证质量和提高经济效果的重要因素），挖槽精度高（垂直精度及表面平整度）。

缺点：不适应有孤石、漂石的地层。

SF₁-60型多头钻在试运转中最大深度达28m，每小时进尺10m，连续运转5h，累计运转50h。图3-7-10示出SF₁-60型多头钻成槽机施工工艺。

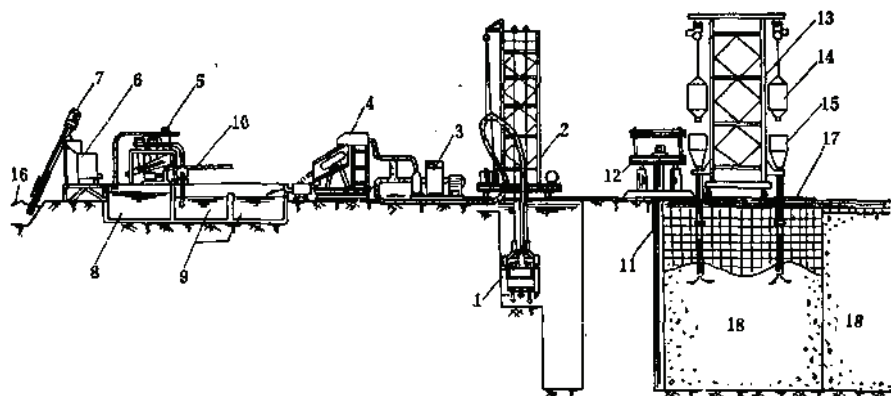


图3-7-10 多头钻施工工艺示意图

- 1—多头钻；2—多头钻机架；3—灰渣吸泥泵；4—振动筛；5—离心分离器；6—泥浆搅拌机；7—铰笼；8—清新泥浆；9—泥浆沉淀池；10—补浆泵；11—接头管；12—接头管顶并架；13—混凝土灌注机架；14—混凝土送料斗；15—混凝土快速导管；16—膨润土粉料；17—钢轨与枕木；18—混凝土

4. 钻抓式成槽机

钻抓式成槽机适用于软土地层，挖槽深度较浅。主要组成部分是：机架结构、钻孔机构、导板抓斗、出土机构。

机架结构包括管柱架、顶梁、圈梁、底盘、可转向轮座、卷扬动力及配电箱。

钻孔机构由潜水工程电钻、钻头、导向筒体、通水接头钻杆及配电控制系统等组成。潜水工程电钻基本性能见表3-7-13。

潜水工程电钻基本性能表

表3-7-13

型 号	功 率 (kW)	转 速 (r/min)	速 比	钻 头 (r/min)	钻 径 (mm)	钻 深 (m)
1 [#]	20	960	1:4	240	600~800	50
2 [#]	30	960	1:4.5	215	600~800	50
3 [#]	25	960	1:4	240	700	50

在上海某工程施工时，该机成槽深度实抓达26m。图3-7-11示出钻抓法施工工艺。

7.2.3.2 施工工艺

防渗墙的施工工艺分三步，即构筑导墙、挖沟和浇注。

1. 构筑导墙

导墙是确定挖沟位置、蓄集泥浆、加固沟壁顶部以及为测量、设置导管和机械部件而构筑的。

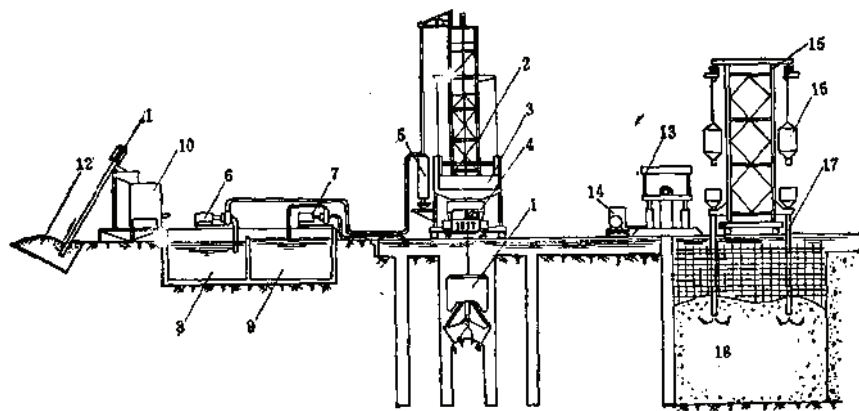


图 3-7-11 钻抓法施工工艺示意图

1—抓斗, 2—钻抓机架, 3—出土机, 4—翻斗车, 5—潜水电钻, 6—砂泵, 7—砂泵, 8—清洁泥浆, 9—泥浆沉淀池, 10—泥浆拌合机, 11—绞车, 12—膨润土粉, 13—接头管顶升架, 14—油泵车, 15—混凝土机架, 16—混凝土送料斗, 17—混凝土快速导管, 18—混凝土

导墙的深度一般为1.0~2.0m, 当土层松软、或者采用泥浆排渣, 则导墙还要适当加深。另外, 导墙的净宽要比防渗墙的宽度大3~5cm; 顶部要比施工地面高5~10cm, 以防地表水进入沟内。

防渗墙所采用的各种形式导墙见图3-7-12。

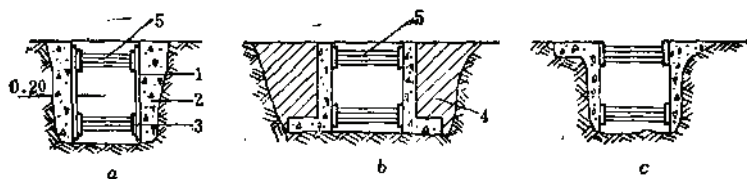


图 3-7-12 各种形式的导墙

a—在导沟内现浇的导墙 b—L形导墙 c—倒L形导墙

1—板, 2—含钢率低的钢筋混凝土, 3—木架, 4—填土, 5—横撑

2. 挖沟

挖沟的方法很多, 概括起来有以下三种。

1) 槽式挖沟法

以导墙的一端作为起点, 用钻机钻孔, 将导轨安装到孔底, 加以固定。挖沟机的切割

装置(铣刀、螺旋刀和电钻等)沿导轨上下运动切割岩层,切割下来的岩渣悬浮在泥浆中被排至地面,经过振动筛把岩渣分离出来送至排渣场。

2) 孔槽联合挖沟法

沿着挖沟的轴线,每隔一定距离,凿成与墙的厚度相等的钻孔,两个钻孔的间距应等于抓斗挖沟机抓斗的最大工作宽度(图3-7-13),留待抓斗挖沟机挖取。

3) 连锁钻孔挖沟法

选用的钻机钻孔直径须与防渗墙厚度相等,钻孔布置见图3-7-14,先钻奇数孔,而

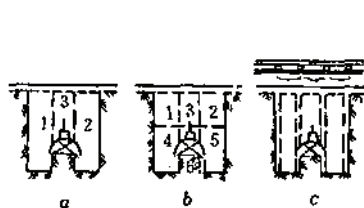


图3-7-13 抓斗挖槽方法示意

a—“分条抓”挖槽法 b—“分块抓”挖槽法
c—“两孔一抓”挖槽法
1、2……5表示抓斗开挖顺序

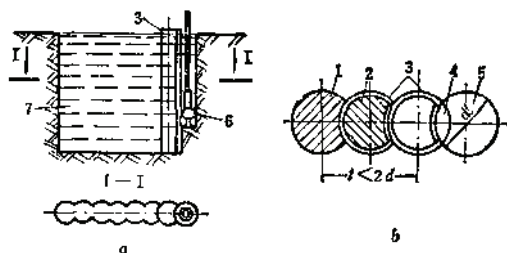


图3-7-14 旋转钻机构筑防渗墙设施示意图

a—循序钻进互相交叉的孔; b—分段挖槽体
1—灌完混凝土的孔; 2—正在灌混凝土的孔;
3—标准导向板; 4—钻好的孔; 5—正在钻的孔;
6—钻具; 7—已挖槽部分

后在奇数孔之间钻进偶数孔,最后形成单行连锁钻孔形的沟槽。连锁钻孔彼此重复部分的最小宽度不小于防渗墙设计厚度的 $1/3 \sim 1/2$ 。

3. 浇注

防渗墙的施工,是采用边挖沟边浇注的方式逐段完成的。在完成挖沟地段,先装设接头钢管,划定浇注地段,然后将浇注地段的沟底沉渣彻底清除,以便收到良好的防渗效果。浇注工序必须使用溜灰管伸到沟底,逐步向沟顶进行浇注。

7.2.4 防渗墙施工注意事项

为保证防渗墙质量,施工过程中必须严格按有关施工规范、规程中的规定进行。

7.2.4.1 混凝土浇注前各项准备工作

(1) 现场各种原材料(包括水泥、砂、石、粉质壤土、泥浆及加气剂等)的质量应符合试验室提出的质量标准,贮存量应满足浇注一个槽孔的需要。

(2) 运输混凝土及其原材料的各种运输工具应完好,运输工具的数量除保证要求的混凝土供应强度外,并有一定数量的备用,运输的道路应畅通,并配备养护人员。

(3) 各种施工机械(包括混凝土搅拌机、混凝土泵、泥浆泵、泥浆搅拌机等)应在混凝土浇注前进行检查和试运转,混凝土拌合能力应略大于要求的混凝土供应强度。

(4) 检查孔口料台形式是否合理,搭设是否坚固。

(5) 孔口附近应准备处理事故用的工具、备件(包括导管、木球、胶垫等)。

(6)如需在冬季、夏季或雨季施工时,应检查各项准备工作是否符合要求。

(7)清孔换浆结束后1h,孔底淤积厚度 $\leq 10\text{cm}$ 、泥浆密度 ≤ 1.3 、粘度 $\leq 30\text{s}$ 、含砂量 $\leq 12\%$ 为合格标准,可浇注混凝土,若超过4h不浇注时,应重新测定。

7.2.4.2 混凝土浇注过程中的检查

(1)混凝土拌合站拌合的混凝土坍落度,在正常情况下,每拌合 $10\sim 20\text{m}^3$ 测定一次,如目视有变化时,立即测定,并通知拌合站进行调整。

(2)孔口料台混凝土的坍落度,正常情况下每15分钟测定一次,目视有变化时立即测定,并决定能否入孔。和易性和坍落度不合格的混凝土禁止入孔。

(3)根据孔口料台的离析程度,决定是否需进行人工二次拌合。二次拌合时严禁加水,必要时可加入水泥浆。

(4)混凝土试块应在孔口料台取样,每一槽孔按其浇注部位应留取下、中、上部三组试块,每组三块。对试块应进行抗压、抗渗、弹性模量试验。

(5)导管间距始终不应大于混凝土扩散半径,导管埋入混凝土内长度应符合规定要求,提、顿导管时不允许有脱空现象。

(6)开浇阶段中的压球、埋管、查管三个工序缺一不可,不允许木球逃脱或导管接缝漏浆。开浇阶段如因事故重新开浇时,应检查已浇入孔内的混凝土是否清除干净,孔深是否达到原终孔验收深度。

(7)浇注过程中因事故需要重新下管时,应检查重新下设的导管插入已浇混凝土中的长度是否合乎要求,导管内泥浆和混有泥浆的表层混凝土是否抽取干净。

(8)混凝土面速度一般应大于 2m/h ,混凝土面高差不应大于 0.5m 。发现问题,要及时纠正。

(9)终浇时,混凝土顶面高程应达到设计高程。

7.2.4.3 混凝土浇注质量问题

混凝土浇注质量包括墙身质量、墙底与基岩接合处的质量。

在混凝土浇注完28d后,应在有疑问的墙段,浇注质量较差以及质量较好的具有代表性的墙段,慎重选定检查孔位,用岩心钻机打检查孔钻取试样,进行混凝土的各种性能试验。

对检查孔钻取的试样,应进行的试验有:混凝土容重试验、抗压强度试验、抗渗试验、抗压弹性模量试验等。在检查孔中还应做压水或注水试验,以探求防渗墙墙身混凝土的透水性。

7.2.5 堵水效果的检查与评价

7.2.5.1 堵水效果的检查

防渗墙堵水效果的检查主要应用以下几种方法。

1. 动态观测

利用原有观测孔或施工前在防渗墙两侧打些长期观测孔,进行长期动态观测,以检验防渗墙堵水效果。

2. 抽水试验

抽水试验系在防渗墙两侧钻孔后,待两侧地下水位稳定时,用抽水机在防渗墙一侧进

行抽水,观测防渗墙两侧观测孔内水位变化情况,以求其抗渗能力,见图3-7-15。

3. 坑内放水试验

在基建过程中,通过坑内放水试验,进一步检查防渗墙堵水效果及其抗渗能力。

除上述一些检查方法外,还有电阻率法、同位素法、激光法等。这些方法还不甚成熟,所得结果尚需与钻取岩心等另外一种方法对照验证,最后确定防渗墙质量及堵水效果。

7.2.5.2 堵水效果的评价

(1)通过质量检查,论述防渗墙质量是否达到设计要求,起到阻水屏障作用。

(2)槽孔施工效率、孔斜率。

(3)防渗墙墙底嵌入基岩深度。

(4)墙体各地段的单位吸(耗)水量。

(5)工程量、材料消耗及成本分析。

此外,还应根据具体情况综合分析、论述,对防渗墙进行全面评价。

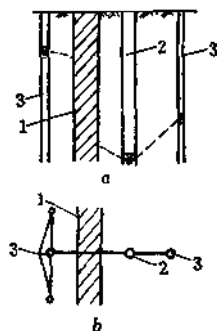


图3-7-15 抽水试验示意图
a—剖面图 b—平面图
1—防渗墙; 2—抽水孔; 3—观测孔

7.3 高压喷射注浆防渗墙

7.3.1 简 述

高压喷射注浆法是将带有特殊喷嘴的注浆管,置入土层的预定深度后,以20MPa左右的高压射流,强力冲击破坏土体,使浆液与土体就地搅拌混合,经过凝结固化,便在土中形成固结体。因固结体的抗压强度较高和不透水性,故被广泛应用于地基加固和防水工程中。据1982年统计我国已有20多项工程采用,试验总长度达1000延m,施工总长度达2万延m。

高压喷射注浆按喷嘴的运动方式可分为高压旋转喷射注浆和高压定向喷射注浆。

高压旋转喷射注浆(简称旋喷)旋喷时,喷嘴一面喷射一面旋转和提升,固结体呈圆柱状,即高压旋喷桩柱,其密集排列则成墙。

高压定向喷射注浆(简称定喷)喷射时,喷嘴一面喷射一面提升,喷射方向不变,固结体呈壁板状,即高压定喷板状防渗墙。

高压喷射注浆固结体形成过程见图3-7-16。

旋喷、定喷主要差别在于是否旋转,其它基本相同。为叙述方便以旋喷为主进行。

7.3.2 旋喷注浆的工艺类型及应用条件

7.3.2.1 工艺类型

依载能介质的种类与喷嘴的结构分为:

1. 单管旋喷注浆法

是利用钻机等设备,把安装在注浆管(单管)底部侧面的特殊喷嘴,置于土层预定深度后,用高压泥浆泵等高压发生装置,以20MPa的压力,把浆液从喷嘴中喷射出去冲击破坏

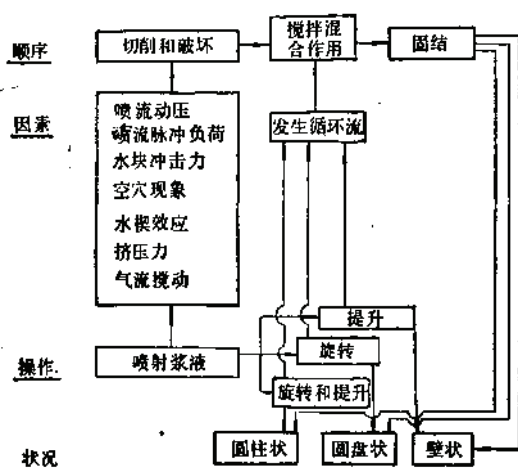


图 3-7-16 旋喷固结土过程示意图

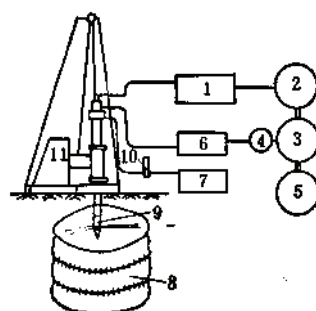


图 3-7-17 三重管旋喷注浆示意图

1—高压水泵；2—水箱；3—搅拌机；4—浆桶；
5—水泥仓；6—泥浆泵；7—空压机；8—固结体；
9—喷头；10—气量计；11—钻机

土体，同时借助注浆管的旋转和提升运动，使浆液与崩落的土体搅拌混合，经过一定时间凝固，便在土中形成圆柱状固结体。

2. 二重管旋喷法

使用双通道的二重注浆管，置入土层的预定深度后，通过在管底侧面的一个同轴双重喷嘴，浆液以20MPa压力从内喷嘴中高速喷出，同时压缩空气以0.7MPa压力从外喷嘴喷出，使破坏土体的能量增大，故形成的固结体也相应增大。

3. 三重管旋喷注浆

分别将水、气、浆三种介质通过同心三管构成的喷管喷出（或不同心的三管）。内管输送20MPa的高压水流，中管输送0.7MPa的压气，形成高压水喷流和气流同轴喷射冲击土体，再由外管注入压力为2~5MPa的浆液填充，当喷嘴作旋转（或定向）和提升运动，便在土中凝固为直径较大的圆柱状（或较厚的壁板状）固结体。三重管旋喷注浆法见图3-7-17。

7.3.2.2 应用条件

旋（定）喷使用的机械设备简便，容易操作，施工速度快，造价低，固结体有良好的抗渗、抗压等性能，故多用于不良工程地质及水文地质条件下的基础改造和补强、防渗、堵漏等工程中。

1. 适用的土质条件

适用于 $N_{63.5} \leq 30$ 各种地层，如砂类土、粘性土、黄土和淤泥等。对粒径大于100mm

或砾石含量大于60%时效果较差,另外对地下水流速过大或对水泥有严重侵蚀性时,应慎重对待。

2. 工程使用范围

按用途可分为增加地基强度、挡土围堰、地下工程建设以及预防地下水害的防渗帷幕等。结合矿山防治水工程主要用于露天采矿场或地下开采崩落区和岩溶崩落区边缘的河堤、坝基防渗(图3-7-18),第四系“天窗”堵漏及在第四系含水层中施工的井筒用防渗墙(图3-7-19)等。

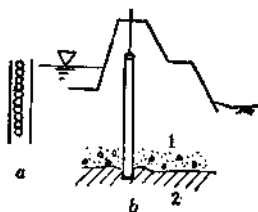


图3-7-18 坝基防渗墙
a—平面图 b—剖面图
1—含水层; 2—隔水层

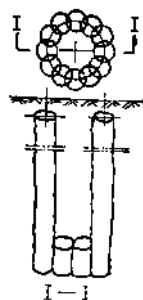


图3-7-19 井筒防渗墙

7.3.3 旋喷注浆机具设备

旋喷注浆机具设备由旋转喷射注浆设备及制浆机具组成。其中有些是一般施工单位常备的机械,经适当选配与作少量加工即可配套使用。

7.3.3.1 钻机

用作钻孔、旋转提升旋喷注浆管。一般地质浅钻经改造转速、提升速度后均可使用。旋喷常用钻机有XJ100-1型、XY-1型、SH30-2型、GYC-J50型,另外还有旋喷专用钻机,见表3-7-14。

旋喷专用钻机主要技术特征

表3-7-14

76型震动钻机	70改进型震动钻机
钻孔深度 设计25m, 实际33m	钻孔深度 25m
钻孔偏角 $<25^{\circ}$	动力 5.5kW电动机转速2900r/min
震动力 24kN	震动频率 23.3Hz
震动频率18Hz	振幅 12mm
钻杆转速 20r/min	负重振幅 6mm
电机功率(旋转震动) 10kW	旋转速度 23r/min
提升速度 0.114~7.2m/min	震动力 14kN
提升高度 1.5或3m	提升速度 0.2m/min
绞车电机功率 7.5kW	功率消耗 8.5kW
总重量 1.5t	总重量 600kg

注: 表列钻孔的适用条件为第四系覆盖层、砂类土层、粘性土层、淤泥层及砂砾层。

7.3.3.2 高压泵

高压泵是产生20MPa以上高压脉动液流（水或浆射流），以便破坏搅动土体的设备。当以水为载能介质时，选用高压水泵；用水泥浆液时，则宜选高压注浆泵。

1. SNC-H300型水泥浆注浆车

是在黄河牌8t载重汽车上安装高压泥浆泵、水泵、水泥水力混合器和水箱等设备组成。载能介质可以是水、水泥浆或其它浆液，泵的动力是由汽车发动机供给。高压泵技术性能见表3-7-15。

2. 3W-6B₄、3W-7B₅卧式三柱塞高压泵

为了扩大旋喷固结体直径，减少机具磨损，旋喷施工时，若以水作为高压载能介质，常选用此类泵，其性能见表3-7-16。

高压泵技术性能表

表3-7-15

项 目	发动机变速挡位	曲轴每分钟转数	缸套直径 $\phi 100\text{mm}$		缸套直径 $\phi 115\text{mm}$	
			排量 (m^3/min)	压力 (MPa)	排量 (m^3/min)	压力 (MPa)
最大排量	V	117	0.762	6.1	1.04	4.47
最大压力	I	26	0.154	30.0	0.230	20.1
活塞行程			250mm			
球面蜗杆传动机构速比			1:20.5			
外形尺寸(长×宽×高)mm			238×945×1895			
质量(泵体和传动机构)			2775kg			

7.3.3.3 泥浆泵

采用高压水作为载能介质时，还需用泥浆泵向加固的部位压注硬化剂。

1. BW-150型泥浆泵

是二重管和三重管旋喷工艺的一种很合适的泥浆泵。其主要技术参数：

形式：卧式单作用往复式活塞泵；

缸数：3缸；

缸径：70mm；

活塞行程 70mm；

输入轴转速：1500r/min；

容积效率：85%；

最大吸水高度：2.5m；

吸水管内径：51mm；

排水管内径：32mm；

额定功率：电机 7.5kW；

柴油机 7.35kW；

外廓尺寸：1810×795×990mm。

卧式三柱塞高压泵性能表

表 3-7-16

项 目		3W-6B ₄	3W-7B ₅
出口压力 (MPa)		20	20
排液量 (l/min)		120	75
柱塞或活塞	直径 (mm)	35	28
	行程 (mm)	120	100
	每分钟往返次数	380	470
缸(柱塞)数(个)		3	3
电动机	型号	JO ₂ -91-4	JO ₂ -82-4
	功率 (kW)	55	40
	转速 (r/min)	1460	1460
减速机	型号	LHD-250	
	速比	1:378	
进口管直径 (mm)		φ100×4	φ89×4.5
出口管直径 (mm)		φ32×9	φ44×9
外形尺寸(长×宽×高)(mm)		3040×1530×113	2680×1360×1130
泵的质量(kg)		2300	1900
生产单位		上海大陆机器厂、山东昌潍生建机械厂	

其冲次、流量、压力参数见表 3-7-17。

2.BW-250型泥浆泵

为卧式往复式单作用活塞泵、三缸、冲程100mm, 配有两种直径的缸套, 其冲次、流量、压力参数见表 3-7-18。

BW-150型泥浆泵冲次, 流量, 压力表

表 3-7-17

快 速	每分钟冲次	流 量 (l/min)	压 力 MPa	慢 速	每分钟冲次	流 量 (l/min)	压 力 (MPa)
1 档	57	38	7.0	1 档	47	32	7.0
2 档	86	58	4.8	2 档	71	47	6.0
3 档	130	90	3.2	3 档	107	72	4.0
4 档	222	150	1.8	4 档	183	125	2.3

7.3.3.4 空气压缩机

在高压液流周围送进0.7MPa的压缩空气, 造成环状的气流, 保护着液流作同轴喷射, 则可获得较大直径固结体的目的。一般移动式空压机(气量3~9m³/min, 压力0.7~0.8MPa)均可使用。YV-3/8型技术性能:

缸体形式: V;

BW-250型泥浆泵参数表

表 3-7-18

缸 径 (mm)	排量压力	每 分 钟 冲 次			
		200	116	72	42
80	排量(l/min)	250	145	90	52
	压力(MPa)	2.5	4.5	6.0	6.0
65	排量(l/min)	166	96	60	35
	压力(MPa)	4.0	6.0	7.0	7.0

冷却方式：风冷；

排气量(m^3/min)：3；

排出压力(MPa)：0.8；

活塞行程(mm)：110；

轴转速(r/min)：980；

质量(kg)：1840；

电机型号及功率：JO₂-72-6，22kW；

外形尺寸(长×高×宽)(mm)：3700×1600×1910；

制造厂：沈阳空压机厂。

7.3.3.5 注浆管

注浆管按工艺分单旋喷管、二重、三重旋喷管。尽管三种类型的喷管结构不尽相同，但主要结构均可分为导流器、钻杆及喷头三个部分。

1. 导流器

是不同压力的浆液、压气和清水等介质进入喷管的总进口，安装在钻杆的顶部，其作用是把静止的不同压力的介质胶管和旋转的钻杆喷头连结起来，并要有一定的抗拉强度及能承受震动钻的冲击力。

2. 喷管钻杆

喷管钻杆上接导流器，下接喷头，使喷管组成一个整体。单旋喷管钻杆多以普通地质钻杆代用，杆径 $\phi 42 \sim 50 \text{mm}$ 。二重喷管的钻杆由 $\phi 42 \text{mm}$ 的外管及 $\phi 16 \text{mm}$ 的内管同心焊接而成，组成两种介质的通道。三重喷管的钻杆由三根管径由大至小套在一起，轴线重合。外管 $\phi 75 \text{mm}$ ，中管 $\phi 40 \text{mm}$ ，内管 $\phi 18 \text{mm}$ 。

3. 喷头

喷头装在钻杆的最下端，是完成介质喷射和钻进的装置。单旋喷管喷头的顶端做成圆锥形或平口形。前者用45号钢加工而成，后者装有合金块，以利钻进。在喷头一侧或两侧装有1~2个喷嘴，喷嘴直径1.6~3.5mm。喷嘴用硬质合金制成。三重喷头的侧面设置一个或两个浆气同轴喷射的喷嘴，气喷嘴呈环形，罩在高压浆液喷嘴外面，其环状间隙为1~2mm。三重喷头是由芯管、喷嘴和钻头组成，分平口形(镶有合金块)和圆锥形。喷头上装有1~2组作水气同轴水平射流的喷嘴。圆锥形喷头的喷浆孔在水气喷嘴下方14mm处，喷射方向与水气喷射方向成180°，另在圆锥钻头上设两个 $\phi 6 \text{mm}$ 的喷浆孔，为钻进时射

水用。平口形喷头的喷浆孔在钻头下方，喷射方向与钻杆轴线一致。

喷嘴结构见图 3-7-20。

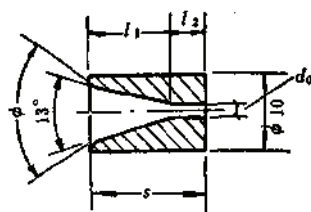


图 3-7-20 实际应用的喷嘴结构

7.3.3.6 高压胶管与气压胶管

胶管是连接泥浆泵、空压机、高压泵与旋喷管导流器的软管。

高压胶管是用钢丝缠绕或编织成管状，然后浸胶制成，其规格见表 3-7-19。

高压胶管规格表

表 3-7-19

内 径 (mm)	工作压力 (MPa)			外 径 (mm)			每条长度 (m)
	二 单 向	四 单 向	六 单 向	二 单 向	四 单 向	六 单 向	
19	22.0	36.0	46.5	32	35.5	38.5	5~10
32	18.0	29.5	39.0	47.5	52.5	57	5~10

气压胶管是用 3~8 层帆布缠裹浸胶制成，内径 16~32mm，工作压力为 0.5~1.0MPa。

7.3.3.7 注浆流量计及风量计

旋喷时，要随时观测浆量、风量、水量的变化，以便指导旋喷作业的顺利进行。

液体流量计为一种电磁流量计，是通过流量的变化引起电磁场的变化而进行测定的，其流量测定范围为 10~200l/min。

风量计：目前多使用玻璃转子流量计，如 LZB-50 型，其测定范围为风量 3 m³/min，压力 0.6MPa。

7.3.4 旋 喷 注 浆 设 计

设计的主要内容是确定旋喷防渗墙的深度、平面位置、接头方式、墙厚及旋喷工艺、参数、浆液材料等。

7.3.4.1 设计前的调查

设计前除一般常规设计调查外，主要按防渗墙设计所需资料的要求进行调查。调查可分两个阶段：第一阶段是审议该项工程是否可以用旋喷（定喷）注浆法施工，其经济上是否合理，故所搜集的资料偏重于定性方面；第二阶段是在初步拟定用旋（定）喷注浆之后，为了工程具体设计，编制施工概算，准备施工机具、材料等所必须的数据。对规模较大而重要的工程，设计完成后要在现场进行试验，查明旋（定）喷固结体的直径（厚度）

和强度,验证设计的可靠性和安全性。

7.3.4.2 固结体强度设计和浆液配方的选定

1. 固结体的物理力学特性

旋喷固结体一般中心强度低,外缘强度较高。其平均最大抗压强度:砂类土为10~20MPa,粘性土5~10MPa,最大抗弯强度为最大抗压强度的1/5~1/10。固结体的容重除砂类土外一般比原状土小10%。固结体的渗透系数较小,各类土经旋喷后的渗透系数见表3-7-20。

旋 喷 固 结 体 渗 透 系 数

表 3-7-20

土的种类	原状土渗透系数 $K(\text{cm/s})$	旋喷后渗透系数 $K(\text{cm/s})$	备 注
亚 砂 土	$1 \times 10^{-5} \sim 5 \times 10^{-5}$	1.24×10^{-8}	硅酸盐水泥、矿渣水泥
	$1 \times 10^{-5} \sim 5 \times 10^{-5}$	2.07×10^{-7}	
粗 砂	8.9×10^{-3}	$10^{-5} \sim 10^{-6}$	
粘土(黑色)	2.5×10^{-5}	1.12×10^{-8}	硅酸盐水泥
细 砂	10^{-3}	$10^{-6} \sim 10^{-7}$	
砂 砾 石	10^{-2}	5.2×10^{-10}	
	10^{-1}	6.7×10^{-7}	
砂 卵 石		$5 \times 10^{-8} \sim 5 \times 10^{-10}$	

2. 固结体设计强度的选择与影响因素

依工程目的不同,对固结体的强度要求有所不同。用于矿山防水、防渗工程时,其强度一般要求不高,但要求搭接较好及有良好的抗渗性。另外对凝结时间有所要求,在某些渗透系数大的富水地层中旋喷时,应加入促凝或早强剂,以求浆液速凝,减少浆液的流失。

影响因素主要是土质特性,其二是材料特性,其三是水灰比。旋喷浆液的水灰比在1:1~1.5:1之间,这时浆液中含水量已远超过一般硅酸盐水泥完全水化时所需的理论用水量(为水泥用量的35~37%),引起水泥与土的混合液在初凝前有大量多余的游离水存在,造成混合液的沉淀离析而影响固结体的强度,但从施工角度考虑,水灰比小,浆液稠度大,可喷性差,能影响固结体的直径。总之,要求多方面综合考虑。

3. 注浆材料与浆液配方的选择

1) 注浆材料

针对浆液要有良好的可喷性、稳定性、力学性质、结石率高、无污染等特点,适宜旋喷注浆的材料较多,一般可分为化学浆液和以水泥为主剂的浆液两类。化学浆液较理想,但价格比水泥高、来源少并有不同程度的污染,故限制它的使用。水泥浆液的料源充足、价格便宜、强度较高,故使用广泛。

2) 浆液配方的选择

目前我国旋喷注浆以水泥系浆液为主,即以水泥为主要硬化剂,加入适量的不同性能

的外加剂,用水配制的浆液。适宜矿山防治水工程的主要材料类型有:

(1)普通型

适用一般无特殊要求的工程,采用325号或425号硅酸盐水泥,不加外加剂,水灰比1:1~1.5:1,固结体28d的抗压强度1.0~2.0MPa。

(2)速凝-早强型

因地下水影响较大或要求早期承重的工程,要在水泥浆中掺入速凝早强剂,常用的早强剂有氯化钙、三乙醇胺等,其用量为水泥用量的2~4%。

(3)抗渗型

浆液中掺入2~4%的水玻璃,可明显提高其抗渗性能(见表3-7-21)。另外,当工程以抗渗为目的,对其强度要求不高时,可在水泥浆液中掺入10~15%(占水泥质量的百分比)的膨润土;对有抗渗要求的旋喷固结体,不宜使用矿渣水泥。国内常用的旋喷浆液配方见表3-7-21。

国内常用旋喷浆液配方表

表3-7-21

配方类型	序号	外加剂成分及占水泥质量的百分比	浆液特性
促凝早强型	1	氯化钙2~4	促凝、早强、可灌性好
	2	铝酸钠2	促凝、强度增长慢、稠度大
	3	水玻璃2	初凝快、终凝时间长、成本低
	4	三乙醇胺0.03~0.05, 食盐1	有早强作用
	5	三乙醇胺0.03~0.05, 食盐1, 氯化钙2~3	促凝、早强、可灌性好
	6	氯化钙(或水玻璃)2, "NNO"0.5	促凝、早强、强度高、浆液稳定性好
	7	氯化钠1, 亚硝酸钠0.5, 三乙醇胺0.03~0.05	防腐蚀, 早强, 后期强度高
填充剂型	8	粉煤灰25	调节强度, 节约水泥
	9	粉煤灰25, 氯化钙2,	促凝, 节约水泥
	10	粉煤灰25, 氯化钙2, 三乙醇胺0.03	促凝, 早强, 节约水泥
	11	粉煤灰25, 硫酸钠1, 三乙醇胺0.03	有早强, 抗冻性好
	12	矿渣25	提高固结体强度, 节约水泥
	13	矿渣25, 氯化钙2,	促凝, 早强, 节约水泥

7.3.4.3 旋喷参数的确定

旋喷参数主要包括水、风、浆液的压力, 喷管的旋转及提升速度等。可参照目前国内常用旋喷工艺主要技术参数表3-7-22选取。

7.3.4.4 旋喷固结体直径的确定

固结体的直径主要与旋喷工艺类型、旋喷参数、土质特性及喷嘴形状和尺寸、复喷次数等因素有关。目前尚无成熟的理论公式, 多采用经验公式估算或参照工程实例进行选取。

1. 固结体直径的估算

旋喷工艺主要技术参数表

表 3-7-22

项 目	旋 喷 工 艺 类 型		
	单 管	二 重 管	三 重 管
水压 (MPa)			20
风压 (MPa)		0.7	0.7
浆压 (MPa)	20	20	2~3
水泥浆 (密度)	1.30~1.49	1.30~1.49	1.30~1.49
旋转速度 (r/min)	20	20	20
喷嘴直径 (mm)	2.0~3.2	2.0~3.2	2.0~3.2
提升速度 (m/min)	0.2~0.25	0.1	0.1
流量 (L/min)	80	60	100
最大深度 (m)	45	30	30
固结体直径 (m)	0.4~1.0	0.6~1.5	0.8~2.0
钻孔孔径 (mm)	42~50	42~90	108~146

注：定喷板墙厚3.0~20cm，砂层中10~40cm。

首先确定土的标准贯入度值 (N)，以此为参数进行估算。

(1) N 值反映土的特性，一般通过试验取得，亦可用土体的容许应力或触探阻力，用查表或计算的方法反算成 N 值。

太沙基和派克提出：

$$[\sigma] \approx 0.0128N \quad (3-7-18)$$

式中 $[\sigma]$ ——土体允许应力，MPa；

N ——标准贯入度。

(2) 单管旋喷固结体有效直径 (D) 按下述公式估算。

对国内使用水泥浆，压力为20MPa左右，喷嘴孔径为 $2.0 < d_0 < 2.5$ mm时，固结体有效直径与标准贯入度的关系如式 (3-7-19) 及 (3-7-20) 所示。

粘性土 ($0 < N \leq 5$)：

$$D = 0.65 - \frac{1}{154}N^2 \quad (3-7-19)$$

砂类土 ($5 < N \leq 15$)：

$$D = \frac{1}{770} (350 + 10N - N^2) \quad (3-7-20)$$

日本使用化学浆液旋喷时，固结体有效直径的估算公式如下：

粘性土 ($0 < N \leq 5$)：

$$D = \frac{1}{2} - \frac{1}{200}N^2 \quad (3-7-21)$$

砂类土 ($5 < N \leq 15$)：

$$D = \frac{1}{1000} (350 + 10N - N^2) \quad (3-7-22)$$

(3) 根据日本使用的经验, 二重管旋喷有效直径依 N 值与固结体有效直径的关系进行选取, 见表 3-7-23。

二重管旋喷标准直径

表 3-7-23

土质种类	土质条件	有效直径 (mm)
砂 砾	$N < 30$	800 ± 200
砂 类 土	$N < 10$	1800 ± 200
	$10 \leq N < 20$	1400 ± 200
	$20 \leq N < 30$	1000 ± 200
	$30 \leq N < 50$	800 ± 200
粘 性 土	$N < 1$	1800 ± 200
	$1 \leq N < 3$	1400 ± 400
	$3 \leq N \leq 5$	1000 ± 400
有机质土		1100 ± 300

(4) 日本依试验求得三重管有效直径的估算公式:

$$D = 1.68 \sigma_c^{-0.55} P_o^{0.35} V^{-0.43} d^{0.83} N^{0.29} \quad (3-7-23)$$

式中 σ_c ——土的抗压强度, MPa, 适用于 $0.15 < \sigma_c \leq 2.85$;

V ——钻杆提升速度, cm/min, 适用于 $4.0 \leq V \leq 20.0$;

d ——喷嘴孔径, cm, 适用于 $0.1 \leq d \leq 0.3$;

P_o ——喷嘴孔口压力, MPa, 适用于 $10 \leq P_o \leq 50$;

N ——反复旋喷次数, 适用于 $1 \leq N \leq 10$ 。

2. 各种旋喷工艺的有效直径

依国内施工实践经验, 不同工艺在不同土层的旋喷有效直径见表 3-7-24。

7.3.4.5 旋喷注浆孔位的布置

1. 旋喷桩柱式防渗墙布孔形式

依工程目的可分单桩式、片桩式和连桩式。矿山防治水工程多采用连桩式。连桩式为单排或几排固结体相互连接在一起, 其长宽比很大, 是一种条形桩柱群, 其平面形状呈直线形、曲线形或封闭的环形。

连桩式结构除要求一定的强度外, 还要固结体相互搭接良好, 当深度较大时则更为重要, 故要求钻孔的垂直度为 1.5% 左右, 并在孔位布置时将可能发生的偏距考虑进去。连桩式布孔间距按各旋喷固结体直径的 0.7~0.85 考虑, 见图 3-7-21。

2. 定喷板墙式防渗墙孔位的布置

定喷固结体呈板墙状, 其孔位布置为直线, 控制喷嘴沿布置轴线定向对喷, 使板墙对接相连, 但对中定喷不易控制, 故多采用喷射方向沿布置轴线按一定相反偏角对喷, 使板

不同工艺、不同土层旋喷的有效桩径

表 3-7-24

项 目		单管法	二重管法	三重管法
旋喷有效直径 (mm)	粘性土	$0 < N < 5$	1.2 ± 0.2	1.6 ± 0.3
		$5 < N < 20$	0.8 ± 0.2	1.2 ± 0.3 ✓
		$20 < N < 30$	0.6 ± 0.2	0.8 ± 0.3
	砂类土	$0 < N < 10$	1.0 ± 0.2	1.4 ± 0.3
		$10 < N < 20$	0.8 ± 0.2	1.2 ± 0.3
		$20 < N < 30$	0.6 ± 0.2	1.0 ± 0.3
	砾石	$20 < N < 30$	0.6 ± 0.2	1.0 ± 0.3
高压喷射注浆参数值	水	压力 (MPa)	/	/
		流量 (L/min)	/	/
		喷嘴孔径 (mm) 及个数	/	/
	空气	压力 (MPa)	/	0.7
		流量 (1000l/min)	/	1~2
		喷嘴间距 (mm) 及个数	/	1~2 (一或二个)
	浆液	压力 (MPa)	20	20
		流量 (l/min)	80~120	80~120
		喷嘴孔径 (mm) 及个数	$\phi 2 \sim \phi 3$ (二个)	$\phi 2 \sim \phi 3$ (一或二个)
	注浆管外径 (mm)		$\phi 32$ 或 $\phi 45$	$\phi 42$ 、 $\phi 50$ 、 $\phi 75$
	提升速度 (cm/min)		20~25	约 10
	旋转速度 (r/min)		约 20	约 10

图 3-7-21 单排连桩式孔位布置
1—钻孔, 2—固结体图 3-7-22 定喷板墙孔位布置
1—钻孔, 2—板墙

墙斜接相连, 孔距一般为 1.8m, 见图 3-7-22。

7.3.4.6 浆液用量的计算

当浆液的材料种类及配方确定后, 需计算每孔及整个工程的浆液用量。

1. 按旋喷固结体的体积需要计算

$$Q = \frac{1}{4} \pi D^2 H a (1 + \beta) \quad (3-7-24)$$

式中 Q ——单孔旋喷浆液用量, m^3 ;
 D ——固结体直径, m ;
 H ——旋喷长度, m ;
 α ——折减系数;
 β ——损失系数, 一般取 $0.1 \sim 0.3$ 。

折减系数 α 值与土层的特性, 固结体的直径及旋喷工艺有关。

单管旋喷时, 折减系数 α 值可按图 3-7-23 选取。

二、三重管的折减系数 α 值按图 3-7-24 选取。

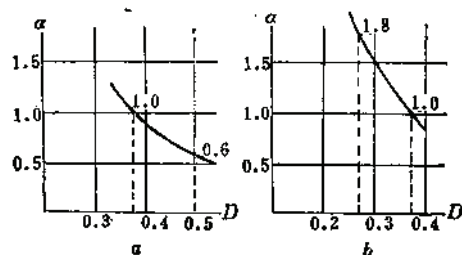


图 3-7-23 单管旋喷折减系数与有效直径关系图
 a —粘性土 b —砂类土

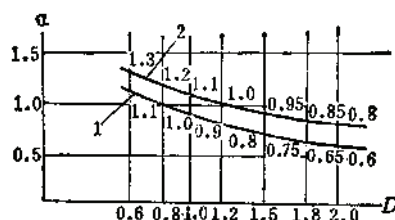


图 3-7-24 二、三重管旋喷的折减系数与直径的关系图
 1—下限值; 2—上限值

2. 按施工工艺参数计算

$$Q = \frac{H}{V} \times q (1 + \beta) \quad (3-7-25)$$

式中 Q ——单孔旋喷浆液用量, m^3 ;
 V ——旋喷注浆管的提升速度, m/min ;
 H ——旋喷长度, m ;
 q ——高压泵的排浆量, m^3/min ;
 β ——损失系数, $\beta = 0.1 \sim 0.3$ 。

7.3.4.7 旋喷固结体交联厚度的计算

连桩式旋喷固结体所构成的防渗帷幕厚度, 是以相邻旋喷注浆固结体的交联厚度为准, 见图 3-7-25。

$$e = 2 \sqrt{R^2 - \left(\frac{L}{2}\right)^2} \quad (3-7-26)$$

式中 e ——交联厚度, m ;
 R ——旋喷固结体半径, m ;
 L ——旋喷孔的间距, m 。

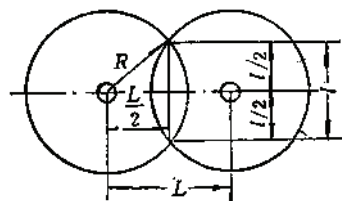


图 3-7-25 旋喷注浆固结体交联图

7.4 防渗墙应用实例

7.4.1 叶庄铁矿填筑式防渗墙

叶庄铁矿为一小型地下开采矿山。矿区地面标高177m,矿体埋藏标高+25m~-100m。矿体顶板为中奥陶系马家沟组灰岩,底板为燕山期闪长岩,上部被第三系红色砂岩和第四系覆盖,地下水静止水位标高175m。

由于长时间大量放水,矿区东部1km处的孟家庄和矿区西南部2.5km处的泉河两个“天窗”部位,地面产生塌陷20多处。经过勘探和疏干放水,“天窗”的范围和地质结构已基本查清。叶庄铁矿依施工力量首先进行了泉河天窗的治理工程。泉河天窗砂层一般厚5~7m,最厚7.75m,最薄1.6m,垂直渗透量 $20270\text{m}^3/\text{d}$ 。堵水段水文地质剖面见图3-7-26

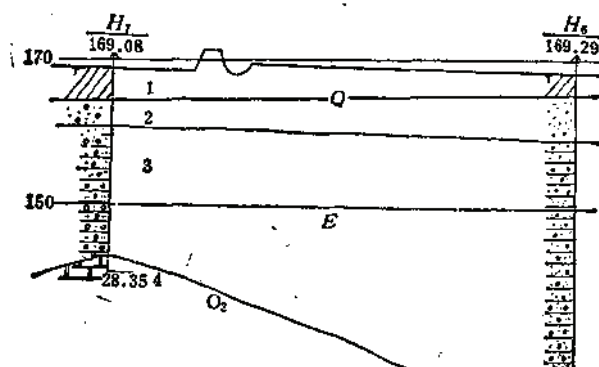


图3-7-26 堵水段水文地质剖面图

1—第四系土层, 2—第四系粗砂砾石层, 3—第三系红砂岩, 4—奥陶系大理岩

防渗墙中心线布置在“天窗”边界以外,第三系厚度30m左右,疏干时未产生塌陷的位置。防渗墙西起西泉河村西北角,东至东泉河村东侧第四系含水层尖灭部位。中心线呈一折线,全长1200m,见泉河“天窗”围堵工程平面图3-7-27。防渗墙深10m左右,厚0.8m。

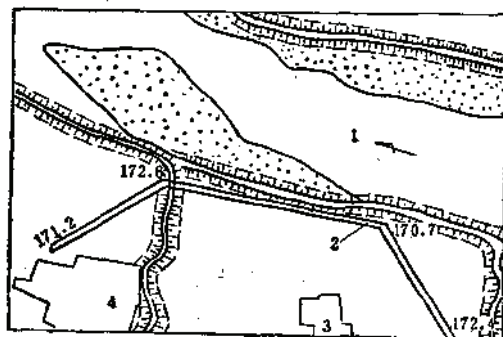


图3-7-27 泉河“天窗”围堵工程平面示意图

1—汶河, 2—混凝土防渗墙, 3—东泉河村, 4—西泉河村

该工程采用旋转式钻机反循环铣槽钻进的方法,槽长为6m,槽孔验收标准为:

槽孔内任何部位的孔径不小于防渗墙设计厚度;

孔型要求平整垂直,偏斜度不超过5%。

验孔后4h之内浇注混凝土,每隔30min测量一次混凝土面上升高度,混凝土面要求均匀上升,上升速度不小于2m/h。

对本次铣槽钻进方法可评价如下:

本次平均纯钻工效折合单孔每台为28.8m/h,最高每台为35.73m/h,比YKC钻机造槽孔的纯钻工效提高5.5倍;

本造槽方法平均每 m^2 防渗墙消耗泥浆 $0.7m^3$,而YKC钻机造槽平均每 m^2 防渗墙消耗泥浆 $3m^3$,节省 $3/4$ 以上。木材消耗也比其它方法大为降低,平均每 m 槽孔少用木材 $0.2m^3$ 左右;

由于造槽速度快,避免了塌壁现象,且槽孔平整垂直,槽壁光滑整齐。根据取样观察,混凝土浇注质量完全满足设计要求。另外本造槽方法将其它方法所用的深2m并有地锚加固的木制护口导向槽去掉,而代之以深0.2m的简单护口槽板,这不仅节省了开挖工程且节省了大量材料。实践证明,简单护口槽板完全起到了护口和导向的作用,不影响工程质量。

该方法在具备足够的混凝土搅拌能力的条件下,可尽量加大槽孔长度,减少接缝数量,提高防渗墙的抗渗能力,同时可节省工程量和混凝土用量。

泉河“天窗”防渗墙实际工程全长1295.6m,墙深10m,墙宽0.6m,总投资160.73万元,其中墙体113.50万元(不包括设计费等)。

7.4.2 莱芜大冶水库坝基定喷板状防渗墙

莱芜大冶水库是在1958年修建的中型水库,为均质土坝。主河槽长147m,河床为砂砾石,厚度7~9m,渗透系数 $1.16\sim 1.74\times 10^{-1}cm/s$, $N_{55.5}=10\sim 24$ 。坝址区处于莱芜弧形断裂构造线上,故节理、裂隙、岩溶发育。水库蓄水后渗漏严重,其渗漏量 $0.05\sim 1.54m^3/s$,故需要治理。坝轴线的地质剖面见图3-7-28。

坝基渗漏问题,曾采用静压灌浆未能达到预期目的,经山东省水利科学研究所等单位研究,提出采用定喷板状防渗墙的治理方案。为取得参数与验证此方案是否可行,首先在坝的上游坡标高228m平台进行一组围井试验,见图3-7-29。其结果:双向喷射增长2m以上,墙厚在粘性土中5~10cm,砂砾层中大于20cm,板墙渗透系数 $1.9\times 10^{-5}cm/s$,说明方案可行。高压定喷防渗板墙其轴线定在坝前228m平台

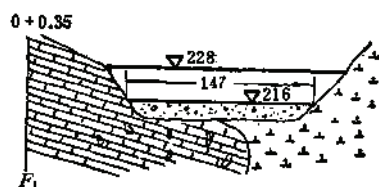


图3-7-28 坝轴线地质剖面图

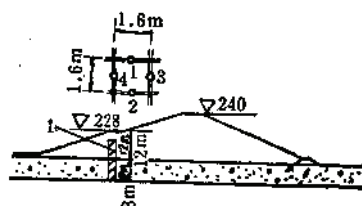


图3-7-29 围井试验现场布置

1、2、3、4—钻孔编号, 1—防渗墙

上, 全长147m, 孔距1.8m, 共布孔82个, 孔深21~22m, 其布置形式见图3-7-30

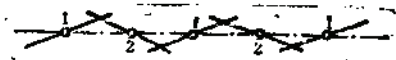


图3-7-30 定喷防渗板墙布置形式

1—先成板钻孔; 2—后成板钻孔

板墙插入上部填土层4m, 嵌入基岩1m。

主要施工设备见表3-7-25。

主要设备表

表3-7-25

名称	规格	数量	作用
钻机	XJ-100	2台	钻喷射孔
高压柱塞泵	3W-6B ₂	2台	并联供高压水
联合搅拌机	WJG80-1	1台	搅送水泥浆
空压机	VY-3/8	1台	供压气
喷射三管		1套	保证水、气同轴喷射并注浆
慢速卷扬机		1台	升降喷射管
定向机座		1台	控制喷射管喷射方向
灌浆泵	HB80/10	1台	回浆用
储浆桶	容积2m ³	2个	

施工工艺步骤如下:

钻机施工定喷钻孔, 孔径108~127mm, 平均孔深21m, 采用泥浆护壁, 孔斜小于1%;

将三(重)管喷射装置下至孔底, 定向对准喷射方向, 见图3-7-31;

送入符合要求的水、气、浆, 开始在原位喷射几分钟, 然后按设计速度、高度, 由下至上边提边喷;

喷管提出孔口, 应立即冲洗干净;

向定喷完的钻孔内进行间断静压灌浆, 直至孔口液面不再下落为止。目的是进一步充填裂隙与凹陷。

每套设计需要配备技术人员、技工、普工等共28人。钻孔每日三班作业, 喷灌施工一班作业。

工程自1983年2月21日起到6月17日止共完成喷灌孔86个, 进尺1875.4m。完成喷射板墙1012.16延m, 面积1821.2m²。平均日造孔1.17个, 日喷灌1.7个孔, 日完成板墙27.7m²。全部工程共消耗水泥777.6t, 平均每孔用水泥9t, 每延米0.77t, 每平方米0.43t。

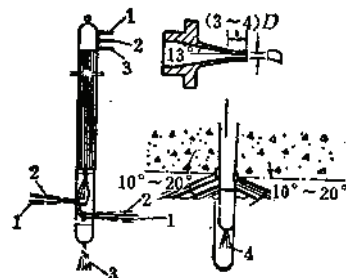


图3-7-31 三(重)管喷射装置

1—水; 2—气; 3—浆; 4—钻孔

工程总费用为181199元, 不包括地质勘探及观测设备费, 费用组成见表3-7-26, 施工参数见表3-7-27。

高压定喷防渗板墙成本分析

表 3-7-26

项 目	喷 灌	钻 孔	水 泥	维 修	油 电	管 理	合 计	每延米造价	每平方米造价
金 额 (元)	45839	41899	72250	7626	6625	6948	181199	179.05	99.50
%	25.3	23.1	39.0	4.2	3.7	3.8	100		

通过压井注水试验测定定喷板墙的渗透系数为 $1.6 \times 10^{-5} \sim 9.9 \times 10^{-6} \text{cm/s}$, 另外坝后渗流量观测明

定喷板墙施工参数统计表

表 3-7-27

项 目		最 小	最 大	平 均
钻孔深 (m)		12.7	24.5	21
下管长 (m)		11.9	23	20
提升速度 (cm/min)	土 层	13	20	17
	砂 层	6	7.5	6.5
高 压 水	水嘴个数×直径 (mm)	2×2.7	2×3.4	2×3.0
	压力 (MPa)	19.61	29.42	26.48
	流量 (l/min)	140	150	150
压 气	气嘴间隙 (mm)	2	2.5	2.2
	压力 (MPa)	0.686	0.834	0.735
	流量 (m³/min)	0.86	1.3	1.2
水 泥 浆	泵压 (MPa)	0.098	0.392	0.196
	流量 (l/min)	70	105	78
	密 度	1.5	1.79	1.66
冒浆密度		1.19	1.4	1.3
冒浆流量 (l/min)		70	210	100
水泥用量 (t)	单 孔	3.5	12.5	9
	每 延 米	0.65	1.2	0.77

流为 $0.01 \text{m}^3/\text{s}$, 坝前后的测压管水位差有所增加。按钻孔平均每延米水泥用量计算, 板墙平均厚度大于20cm, 单向长度2m以上, 且连续性好, 达到防渗漏目的。大冶水库坝基砂砾层渗漏问题, 采用高压定喷防渗板墙的治理方法是成功的。

7.4.3 部分矿山及其它工程防渗墙实例

部分矿山及其它工程防渗墙实例, 可参见表3-7-28。

部分矿山及其它工程防渗墙实例表

表 3-7-28

工程名称	岩 性	墙 型	墙 长 (m)	墙 厚 (m)	墙 深 (m)	插入基岩 (m)	防渗墙 面 积 (m ²)	每平方 米单价 (元)	防渗效果	施工年限	备 注
业庄铁矿	第四系砂层, 厚9~10m	槽板式混凝土 防渗墙	1285.6	0.6	10		12956	87.50		1978	利用防渗墙围堵第 四系“天窗”。造价 为调查资料
西石门 铁矿	砂砾石层, 5m $K=5\sim 164\text{m/d}$	开挖式浆砌石 防渗墙	769.15	0.80	6	1	4615	114.94		1986	预防河水渗漏和溃 入矿坑。造价摘自 1984年施工图设计
	砂砾石, 厚6.27m $K=5\sim 164\text{m/d}$	开挖式浆砌石 防渗墙	383.5	0.80	7.27	1	2788	142.01			
果家煤矿主井(直径5.5m)	含水砂层及砂 质粘土, 厚42m	槽板式混凝土 防渗墙	25.23	0.75	50	8	1312	351.03	在防渗墙(帷 幕)掩护下, 井 筒下掘基本无水	1984	封闭井筒, 保证井 筒安全下掘
北皂煤矿主井(直径4.5m)	含水砂层, 厚 51m, 井筒涌水 $500\text{m}^3/\text{h}$	槽板式混凝土 防渗墙	17.12	0.95	55	4	942	396.00	在防渗墙(帷 幕)掩护下, 井 筒下掘基本无水	1976	封闭井筒, 防止第 四系水
兴安煤矿南风井 (直径5.5m)	含水砂层, 厚 24m, $K=14\text{m/d}$, 井筒涌水 $127\text{m}^3/\text{h}$	槽板式混凝土 防渗墙	21.70	0.85	29	5.0	629	203.77	在防渗墙(帷 幕)掩护下, 井 筒下掘没有渗水 及漏砂	1974	封闭井筒, 保证井 筒安全下掘
柳州铁合金厂	粘土及砂砾石 层, 厚10~13m	槽板式混凝土 防渗墙	800.7	0.7	13.85	0.8~1	11524	315.08	已控制了污染	1981 } 1982	利用防渗墙封闭格 渣场, 控制污染。
大冶水库	砂砾石层, 厚 8m, $K=150\text{m/d}$	高压定喷灌浆 防渗墙	147	0.20	12.39	1.4	1821	99.50	防渗效果很好, $K=0.0043\text{m/d}$	1983	处理水库土坝坝基 砂砾石层渗漏

第八章 岩溶矿区地面塌陷 的预测和防治

编写单位 长沙有色冶金设计研究院
化工矿山设计研究院
长沙黑色冶金矿山设计研究院
编写人 罗良经 张义之 王安则
鲁克滨 程辑和

岩溶矿区的地面塌陷系指岩溶矿区由于降低地下水位所造成的地面变形,包括地面沉降、开裂和塌洞,简称“地面塌陷”或“塌陷”,不包括采矿后顶板岩石移动引起的地面变形,也不包括非岩溶地区第四系孔隙含水层抽取地下水所引起的地面变形。

8.1 我国岩溶矿区地面塌陷的基本情况

我国岩溶地区面积130多万 km^2 ,约占全国面积的七分之一,尤以南方粤、桂、湘、鄂、赣、黔诸省分布为广。在这些地区进行采矿活动抽、排地下水时,经常产生地面塌陷。据不完整资料查证,我国最早由开采活动引起的塌陷,发生在1935年淄博煤田北大井突水过程中。1949年新中国建立以后,随着矿业开发的迅速发展,发生塌陷的矿区日益增多,塌陷的规模日益增大,塌陷地层的双层结构^①组合类型也越来越多。

到目前为止,塌陷不仅出现在煤矿区,也出现在金属、化工矿山和核工业矿山;塌陷不但产生于涌水量较大的矿山,也出现在涌水量较小、每日只有数千 m^3 的矿山;塌陷基底岩石不仅有石灰岩、白云岩、大理岩等碳酸盐类海相沉积岩石,也有白垩系、第三系钙质胶结的陆相沉积砾岩;塌陷破坏的盖层不仅有第四系各类松散土层,也有胶结不太紧密的白垩系、第三系地层,甚至还有结构受到破坏的石炭系、二叠系、侏罗系的老地层。单个塌陷的直径和深度,小的不足1m,大的可达上百m,单个塌陷的空间体积最大者达5万 m^3 (如柏坊铜矿大塌陷);一个矿区塌陷的影响面积一般都在数 km^2 以上,范围影响大的可达数十 km^2 ;塌陷的数量,一般都在数百个以上,多者可达数千个。目前我国岩溶矿区塌陷分布几乎遍布南方各省,尤以湘、粤、鄂、桂、赣诸省居多。七十年代以来,塌陷在北方也多次产生,如山东莱芜顾家台和叶庄铁矿、河北开滦矿务局范各庄煤矿(1983年突水时),都出现过塌陷。但总的说来,不论在塌陷的普遍性、塌陷的程度和规模等各方

^① 塌陷地层的双层结构由塌陷地层的盖层和基底组成。塌陷地层的盖层,位于双层结构的上部,它是塌陷后被破坏的地层;塌陷地层的基底,位于双层结构的下部,必须是岩溶地层,塌陷时,基底地层一般不受破坏。

我国岩溶矿山塌陷的双层结构表

表 3-8-1

双 层 结 构 类 型	塌 陷 基 底			塌 陷 盖 层		实 例	说 明
	岩 性	地层时代	地下水 原始状态	岩 性	地层时代		
I	I ₁	石灰岩	泥盆纪 石炭纪	各 类 土 层	第四纪	凡口铅锌矿、泗顶铅锌矿、石炭铜矿、铜录山铜矿、阳春硫铁矿、七宝山硫铁矿、乐华锰矿、顺家台铁矿、水口山铅锌矿、煤炭坝煤矿、斗笠山煤矿	此类型最普遍，几乎在所有岩溶矿区都出现
	I ₂	白云岩	二叠纪	红 色 砂页岩	白垩纪 第三纪	水口山铅锌矿、柏坊铜矿、顺家台铁矿、乐华锰矿、煤炭坝煤矿、恩口煤矿	红色砂页岩胶结程度差，成岩程度不深，遇水易崩解
	I ₃	大理岩	三叠纪 奥陶纪	砂 岩 页 岩	二叠纪 石炭纪	水口山铅锌矿茶子园塌陷、栗木铺矿马路桥附近塌陷、恩口煤矿麻沙塘断层南塌陷	水口山铅锌矿塌陷盖层砂岩坚硬，但裂隙发育，栗木铺矿为炭质页岩，质地松软，风化后呈碎片状
	I ₄			闪长岩	燕山期	阳春硫铁矿、余华寺铁矿脉、海梅村附近的塌陷	闪长岩为超覆型，岩石已风化
II	II ₁	钙质胶结的砾岩	白垩纪	各 类 土 层	第四纪	水口山铅锌矿、煤炭坝煤矿、恩口煤矿等	钙质胶结的砾岩岩溶十分发育
	II ₂		承压	红 色 砂页岩	白垩纪	水口山铅锌矿CK276附近的塌陷、煤炭坝煤矿、恩口煤矿	红色砂页岩成岩作用不深，胶结程度差，遇水易崩解

注：根据1976年6月湖南冶金217勘探队“湖南水口山铅锌矿矿床疏干塌陷预测及防治”一文，在水口山铅锌矿曾家桥附近及CK281附近的热液石英岩区曾发生塌陷，前者盖层为第四系土层，后者盖层为白垩系红色砂页岩。这种热液石英岩是二叠系石灰岩岩溶形成后，经后期热液活动强烈硅化而成，岩溶十分发育。

面，都远不及南方。我国岩溶矿区塌陷双层结构出现的组合类型及实例见表3-8-1，我国部分岩溶矿区塌陷情况见表3-8-2。

8.2 岩溶矿区地面塌陷的危害

岩溶矿区塌陷对矿山建设及周围环境的危害极大，归纳起来，主要反映在如下几个方面。

(1) 塌陷发展到水域区，会增加矿井地下水新的补给源。

我国南方雨量充沛、水系发育，一般在矿区附近都存在各类水域，如河渠、湖泊、水库以及地势低洼的洪泛区。当塌陷发展到这些地区，就会使地表水倒灌，河溪流量不大时，一般都发生断流现象。对矿井的威胁很大，具体反映在两个方面，一是强烈地增加矿井涌水量，使矿井排水造成十分紧张的局面，严重时将使矿井受淹；二是使地下水位回升，甚至使多年疏干形成的疏干漏斗基本恢复到原始状态，不能保证采矿作业正常、安全地进行。我国部分矿山塌陷后矿井涌水量增加的数值见表3-8-3。

由表3-8-3可知，绝大部分矿区在发生上述情况后，矿井涌水量增大0.5倍以上，涌水量增

我国岩溶矿山塌陷情况表

表3-8-2

矿山名称	塌陷范围或面积	塌陷数量或规模	塌陷危害情况	矿山建设现状
石炭铁矿	塌陷分布带呈北东向,长约8.6km,宽约2.9km,影响面积18.5km ²	至1986年共产生塌陷3171个。据1980年统计,塌陷总土石方量8.3万m ³ ,塌陷规模一般直径3~5m,深1~3m,个别9m。最大串珠状塌陷长70m深5m,面积7333m ² 。大面积地面沉降范围长120m,宽80m。	农田受损面积239976m ² (360亩),拆迁建筑物面积9080m ² ,赔偿损失总金额34.8万元。塌陷后因地表水灌入,增加矿井涌水量约20~25% (矿井一般排水量81000m ³ /d)	生产
洞顶铅锌矿	塌陷带分布范围,北东~南西向长度2200m,东西向宽度一般400m最大800m	至1981年共塌陷599个,塌陷直径一般数m,最大16m	由于塌陷,使整个洞顶镇搬迁,支出42万元,改河1313m(钢筋混凝土铺底),挖防洪沟750m投资103万元。由于河床塌陷,河水与矿井发生直接贯通,造成两次淹井事故。	生产
凡口铅锌矿	塌陷区面积5km ²	至1985年底,共产生塌陷1957个,塌陷直径和深度一般1~5m,最大直径44m,深36m,最大塌陷体积9306m ³ ,楔形下陷直径数百m	农田受损面积666600m ² (千余亩)以上,建筑物拆迁约70000m ³ ,报废铁路4km,公路1.5km,近年来用于塌陷的处理费(包括回填塌陷、河道水果初筑)每年达20余万元,因河流塌陷河水灌入地下,将凡口河改道,投资约80万元,地面塌陷地表水灌入,加大了矿坑涌水量	生产
水口山鸭公塘铅锌矿	塌陷影响范围南北向长约2100m,东西向宽约1000m,塌陷区面积1.3km ²	至1977年1月,共塌陷800个,塌陷直径一般数m,最大70m,最大深度50m	农田353298m ² (530亩)受损,民房迁建6643m ² ,1966年至1978年支付赔款43.54万元。为解决农田受损问题,为地方兴建电力排灌站一座,小型泵站10余座,为处理塌陷,共回填塌陷25000m ³ 土方,修筑围堤1305m,河流改道280m,筑人工渡槽长268m,挖排洪沟3000m,疏通河道200m。附近曾家溪水经塌陷灌入地下,使矿坑涌水量猛增,因地表水处理困难,迫使矿山改用防渗帷幕治水	生产
大广山铁矿	塌陷影响范围南北长约400m,宽300m	矿坑在基建过程中由1978年至1980年,共产生塌陷72个,洞径一般3~6m,最大者42m,洞深一般2~6m,最深13.4m	矿井尚处基建初期阶段(1980年矿井淹没至今未恢复),塌陷使房屋开裂倒塌,破坏公路两处,铁路路基一处(铁路客运中断2天)并使桥梁发生变形。高压线柱倒塌,使电源中断淹井,塌陷集中于河床及其两侧,河水倒灌,断流,使矿井涌水量增大	基建
乐华铁矿	塌陷影响范围19.5km ²	矿山在为期68d的时间内共塌陷102个,地面开裂150余条,大面积范围(362个沉降观测点)产生了地面沉降。塌陷最大直径21.9m,最大洞深4m,最大洞洞体积903m ³ ,最大开裂长度160m,地面沉降值最大360mm	放水试验期间的塌陷已危及大面积范围内的农田耕作,并使矿区附近公路,房屋受到破坏,特别严重的是塌陷已产生附近河床,水库,还危及附近众埠街镇	未建

续表

矿山名称	塌陷范围或面积	塌陷数量或规模	塌陷危害情况	矿山建设现状
鸡笼山铜矿	塌陷影响范围长约150m,宽约100m,面积15000m ²	仅在1983年5月4日一次短时间矿井突泥突水中,发生塌陷6个,其中最大塌陷(由两个塌陷连接而成)直径长轴约40m,短轴约35m,深9m	矿山在基建中突水突泥,在此瞬间,地面产生大塌陷,使竖井基建临时卷扬机房破坏,井架倾斜地面铁轨变形,造成淹井事故	基建
煤炭坝煤矿	塌陷影响面积95km ² ,塌陷分布以竹山塘井口为中心,向东南约10km,向西南约7.5km,向西南约5km,向西约4.6km	塌陷总数数百个,塌陷直径一般数m,大者50m以上,最大者210m	使农田受损,道路、民房及工业建筑物受到破坏(数量未作统计)每年赔偿农田损失费约10万元,东部洋泉湖小河塌陷规模大,地表水全部贯入地下,塌陷目前已发展到距煤层露头1.7~3km之伪水河岸(河水一般流量300m ³ /s),增加了矿井地下水补给源,但矿井涌水量尚无地表水贯入而明显增加迹象	生产
恩口煤矿	塌陷影响面积20多km ²	塌陷总数5000多个,在塌陷密集的山口冲一带约0.1km ² 范围内,塌陷总数即达500多个,塌陷直径1~100m,能见深度1m多至15m,有的地方产生大面积范围的沉陷	大面积农田、水利设施、房屋、道路、桥梁被破坏,共损害农田6332700m ² (9500亩),房屋18300m ² 河水经塌陷下泄,已成为矿井充水的主要来源,旱季河水下泄量达72000m ³ /d,占四个矿井涌水总量的二分之一强(雨季下泄量更大),已构成矿井的严重威胁。	生产
斗笠山煤矿	塌陷面积4km ² ,全矿区塌陷影响长度40余km	至1979年共塌陷2000余个	农田受损面积4031597m ² (6048亩),影响山塘水库63个,房屋50000m ² ,汽车、耕牛、人员多次掉进塌陷洞内,曾造成人员伤亡。矿山由1968年至1978年用于处理塌陷,修筑渠道、堤坝、治理河床,房屋拆迁、育苗赔偿、修建排灌站等项费用,共计685.9万元。1970年和1971年雨季因河床塌陷,地表水大量灌入地下,使香花台矿井涌水量猛增,经抢救才免于淹井	生产
顾家台铁矿	塌陷面积0.289km ²	在1965年放水试验中共产生塌陷16个,围绕抽水主孔产生椭圆形开裂,长轴100m,短轴80m	损坏民房60余间,塌陷后增加了上部孔隙含水层对下部奥陶系含水层的垂向补给量	未建
叶花香铜矿	塌陷影响范围,由矿区中心起算,北东2300m,北西3000m,南东1000m	1974年至1977年共产生塌陷200多个,最大塌陷直径长轴40m,短轴20m	塌陷范围内农田受损,房屋破坏,柳林村105户已搬迁,今后还将波及一些村庄。共赔偿损失240万元,塌陷发展到河床及其两岸,使河水倒灌地下,使矿井涌水量增加很大	停产

续表

矿山名称	塌陷范围或面积	塌陷数量或规模	塌陷危害情况	矿山建设现状
新桥碱铁矿(西翼)	塌陷区面积207m ²	至1986年共产生塌陷100余个,一般塌陷直径约4m,深度2~3m,最大直径15m,最大深度约3m,地面开裂100余条,最大宽度10~20cm,最大长度200m	塌陷使12000m ² 工业、民用建筑有不同程度的开裂,小溪断流、居民用水发生困难,附近渡槽桥墩已经下沉	基建
铜录山铜矿	塌陷区南北长约800m、宽约300m	共产生塌陷219个,塌陷直径一般4~5m,深度2~3m	青山河床及其附近地势低洼处的塌陷,使河水大壅下灌,河流曾一度断流	生产

地表水或降雨通过塌陷对矿井涌水量影响情况实例表

表 3-8-3

矿山名称	受影响前矿井涌水量(m ³ /d)	受影响后矿井涌水量(m ³ /d)	矿井涌水量增大数值(m ³ /d)	矿井涌水量增大倍数	地表水与矿井距离(m)	发生时间(年、月、日)	对矿井造成的影响	说明
凡口铅锌矿	1968年旱季最小流量32800	45600	13700	0.42		1968	1969年河床塌陷后,使-40m阶段排水造成了紧张局面	1969年10月19日凡口河床塌陷,使河水断流,每日有5万m ³ 河水灌入地下,地下水位回升
	36200	68400	32200	0.89	河床塌陷处距矿坑最近距离约500m	1969.10.13		
水口山铅锌矿	20000	62400	42400	2.12	塌陷处距矿坑约1000m	1968.7~8	洪水淹没塌陷区,数日内有150万m ³ 洪水灌入地下,使水位回升109m,经抢救才免于淹井	
酒厂铅锌矿	旱季最小流量	1251936	1249603	535.62	河床塌陷处距自流疏干巷400m	1976.5.14	两次河床塌陷均造成淹井,地下水位猛烈回升	流量数值均为标高280m自流疏干巷道的流量
	2333	2077056	2074723	889.29	河床塌陷处距自流疏干巷300m	1977.6.9		

续表

矿山名称	受影响前矿 井涌水量 (m^3/d)	受影响后矿 井涌水量 (m^3/d)	矿井涌水量 增大数值 (m^3/d)	矿井涌水量 增大倍数	地表水与矿 井 距 离 (m)	发生时间 (年、月、日)	对矿井造 成的影响	说 明
石炭系矿	81000	97200~ 101250	16200~ 20250	0.20~0.25	灌溉流经 矿体上部, 平均流量3 m^3/s ,渠道 塌陷时,地 表水补给地 下		渠道塌陷 地表水补给 地下时,使 附近水位上 升2~3m	
铜录山铜 矿	旱季约 4000 雨季 5699~5084	8317	旱季 4317 雨季 2618~3238	旱季约 1.09 雨季 0.45~0.64	CK73-3 塌陷区距井 下巷道不足 100m	1977.7.7~ 1977.7.31	对矿井排 水影响较大	因湖堤溃 决,湖水淹没 CK73-3附近 的塌陷区及青 山河塌陷区被 淹
阳春硫铁 矿	正常涌水 量 9600	61008	51408	5.36		1985	井 下 停 产, 矿井险 遭淹没	1981.10.7暴 雨雨量 156.1mm
	枯季正常 涌水量 6000	42968	36968	6.2	约200	1981.10.7	几乎淹井	
斗笠山煤 矿香花台矿 井	20760	64608	43848	2.11		1970.5.12	-22m大 巷被迫封 闭,停掘5 个月	
恩口煤矿 I号井	79920	101000	22080	0.28	距井口约 1000m	1977	对矿井排 水影响较大	矿井涌水 量增大数值 22080 m^3/d , 是扣除同一时 期矿井新增突 水点的水量后 的数值,此值 即为因河床塌 陷倒灌后矿井 涌水量纯增数 值
恩口煤矿 I号井	15600	60480	24000	1.54	距井口约 2000m	1977.4	对矿井排 水影响较大	
恩口煤矿 露天井	旱季8400	雨季 19200	10800	1.29	500m	1977	对矿井排 水影响较大	

加的数值都在 $10000\sim 20000\text{m}^3/\text{d}$ 之间,有时甚至更多。在这些矿区,塌陷后地表水的灌入,一部分消耗于回填已形成的疏干漏斗,使地下水位回升;另一部分则通过复杂的地下岩溶网络补给矿井。因此矿井涌水量增加的数值都小于相应期间地表水倒灌的数值。但是在我国也发生过上述两个数值几乎相等的情况,如泗顶铅锌矿1976年5月14日、1977年6月9日两次河床塌陷时就是如此。由于河水与矿井发生了直接贯通,使自流疏干平窿涌水量分别达到 $1251936\text{m}^3/\text{d}$ 和 $2077056\text{m}^3/\text{d}$,分别增大536倍和889倍。这两次河床塌陷都导致了矿井淹没事故的发生。这种情况是由于该矿区岩溶管道和暗河特别发育、河流距矿坑很近($300\sim 400\text{m}$)、矿井工程形成的空间距地面垂直高度极小(仅40余m)、河水流量较大(都发生在雨季)的原因发生的。因此,在评价这类矿山河床发生塌陷后地表水对矿床开采的威胁程度时,必须给以特别的重视。

(2)塌陷使大面积范围内农田、水利设施和区域环境遭到破坏。

岩溶矿区、特别是涌水量较大的岩溶矿区,矿井抽水影响范围很大,有的甚至可达20km以上。塌陷的分布范围随抽水影响半径的扩展而不断扩大,因而每个已经基建和生产的岩溶塌陷矿山对上述诸方面的破坏作用都在不断加大。仅以农田受损面积为例,由表3-8-2可知,据最近几年资料的统计,石炭铜矿、凡口铅锌矿、水口山铅锌矿等生产矿山,农田受损面积都在数十万 m^2 以上,受损面积最大者,为恩口煤矿,面积达600多万 m^2 。

(3)塌陷使民用、工业、交通、建、构筑物遭到破坏。

几乎所有的岩溶塌陷矿区这一问题都表现得十分严重。由表3-8-2可知,石炭铜矿、水口山铅锌矿、恩口煤矿等矿山损坏房屋面积都在数千 m^2 以上。最严重的是凡口铅锌矿,损坏房屋面积达7万 m^2 以上。该矿塌陷曾使整个澡堂在一夜之间全部陷落,不均匀沉降使一座大型空压机房不能正常工作而改作它用。塌陷危及公路、铁矿安全的实例也很多,如凡口铅锌矿塌陷损坏铁路4km、公路1.5km;大广山铁矿塌陷使铁路客运中断。除此以外,危害铁路安全的还有程潮铁矿、余华寺铁矿、排前铁矿、建德铜矿等矿山。鸡笼山铜矿突水时发生的塌陷使风井卷扬机房在瞬息之间倾斜,等等。

(4)岩溶矿区塌陷大大增加矿山设计和建设的困难。塌陷大面积地恶化矿区工程地质条件,会大大增加矿山总图布局和土建基础处理的困难;水体下塌陷的产生,会大大增加矿井涌水量,并给地表水的治理带来困难;塌陷大面积、大规模地出现,会大量增加塌陷处理、青苗赔偿、房屋拆迁、供水补偿、地面防水和工程基础处理费用,从而降低矿山建设经济效益。

塌陷问题目前已经构成了我国南方岩溶矿山建设和生产的严重障碍。由于塌陷问题特别严重,有的矿区勘探虽已结束,但不能建设;有的矿山在基建和生产中被迫停建或不得不改变原有的治水方案;还有的矿山在问题暴露后,不得不追加巨额投资来处理塌陷问题,而且仍然难以保证开采安全、正常地进行。塌陷问题特别严重的矿山部分实例见表3-8-4。

塌陷使矿山建设和生产受到严重影响的实例表

表 3-8-4

矿山名称	塌陷形成的主要问题	塌陷引起的后果
湖北某铁矿	塌陷产生于矿区附近小河及其两岸, 治理困难	已基建, 规模25万t/a, 矿井淹没后停建
江西某钨矿	塌陷范围可能波及56km ² , 数千人的居民点需搬迁, 矿区附近小河河水可能倒灌	尚未开发, 塌陷是主要问题
江西某铜矿	矿区三面环湖, 可能产生塌陷, 预防湖水灌入, 工程浩大	尚未开发, 塌陷是主要问题之一
湖北一铜矿	塌陷时可能危及附近某钢厂的安全	因塌陷问题而未开发
湖北二铜矿	塌陷已发展到附近河流, 使河水倒灌。放水后期, 河水漏失量14767~25202m ³ /d, 相当于同期坑道放水量的52%	采选规模500t/d, 已停产, 塌陷增大涌水量是停产主要原因之一
湖南某铜矿	塌陷危及矿区3万多m ² 楼房的安全, 还可能产生于矿区附近小河河床	迫使改变原疏干方案为防渗帷幕治水方案
湖南一铅锌矿	塌陷产生于某小溪及其洪泛区, 矿井涌水量增加极大, 疏干漏斗全面回升, 疏干不能保证开采安全	迫使改变原疏干方案为防渗帷幕治水方案
广西某铅锌矿	塌陷产生于矿区河床及其两岸, 河水与矿井发生管道式灌通, 矿井涌水量增加极大	河床塌陷造成两次淹井, 为保证开采安全, 目前正在构筑地下混凝土防渗墙
湖南二铅锌矿	塌陷可能危及附近某大型氮肥厂的安全, 还可能发展到距矿区很近的河流	尚未开发, 塌陷是主要原因之一

8.3 塌陷的规律和预测

8.3.1 塌陷形成的基本条件和成因说

8.3.1.1 塌陷形成的基本条件

(1) 塌陷的基底必须是可溶岩层, 其浅部岩溶发育, 在基岩的顶面存在开口的岩溶或裂隙(不论充填与否)。

(2) 在基底的顶部, 覆盖着各类松散土层, 或胶结不够紧密或结构受到破坏的岩层。

(3) 在上述双层结构的每一层位、特别是盖层中, 存在地下水的活动。

8.3.1.2 塌陷成因说

1. 潜蚀说

当自然或人为因素、特别是人为因素(抽、排基底岩溶含水层中的地下水)使基底层的水位低于盖层水位, 由于基底含水层地下水动力状态的改变, 加大了地下水的水力坡降和流速, 岩溶中的充填物(包括基底顶面开口岩溶中的充填物)便受到潜蚀、搬运。此时, 处于这种水力状态下基底顶面的每一个开口岩溶、裂隙, 相对于盖层含水层, 都形成“吸水井”, 从而导致盖层岩土的不断潜蚀、搬运、淘空。塌陷形成过程是最初在盖层紧

靠开口岩溶、裂隙部位形成空洞,随着盖层潜蚀作用的继续,空洞不断扩大,到一定程度之后,伴随着潜蚀还可能在洞顶产生岩、土崩塌,当空洞发展到接近盖层上部,岩、土失去平衡时,便以隐伏的空洞为中心,在地面出现沉降(沉降值在中心最大,往边缘逐渐降低),继而出现似圆形地面开裂,最后盖层岩土崩落便形成了地面塌陷。

2. 液化说[●]

如果在岩溶基底上方覆盖着饱水的、而且具有触变性的疏松土层,当水力状态突然改变、渗透水压力加大,或当受到震动时,土层会突然液化,砂土就会随着水流瞬间流向下部岩溶裂隙而产生塌陷。

3. 真空吸蚀说

岩溶矿区地面塌陷的主要原因,是由于积累在“密封”的岩溶、裂隙内的承压水被排出后,其中出现“真空负压”,产生“真空吸蚀”作用的结果。

目前我国对塌陷成因的问题尚有争论,不过根据大量的调查资料来看,由于疏干排水引起的地下水机械潜蚀,在各种成因的塌陷发展过程中,都起着重要作用。液化实质上是与潜蚀相近似的对土体产生变形的另一种渗透破坏形式,它能解释某些特定条件下塌陷产生的原因。当岩溶含水层上覆有致密的粘土盖层,地下水处于承压状态下,真空吸蚀也可能是导致岩溶塌陷的另一个重要因素。[●]但不少矿区的岩溶塌陷原因是比较复杂的,有些矿区地下水位已经疏干至第四系底板以下,承压水已变成潜水,但仍有水流不断垂直下渗补给,同样也可以产生岩溶塌陷。

8.3.2 塌 陷 规 律

综合、分析研究几十年来我国岩溶矿山塌陷现象和资料表明,塌陷的形成不仅受其产生的基本条件的制约,而且,在不同的条件下,塌陷在形态、规模、分布和发展阶段等方面,亦呈现不同的规律性。

8.3.2.1 塌陷形态的规律

岩溶矿区抽、排水引起的地面变形有三种变形形态,即地面沉降、开裂和塌洞。

1. 地面沉降

这种变形对建筑物的破坏力较小,据现有资料分析,这种变形可分如下两类。

(1) 分布范围较广、下降速度均匀的地面沉降。它是在抽取基底含水层地下水后,松散盖层水位随之下降、土层均匀失水,使其孔隙受到压密而引起的。这种变形肉眼难以察觉,用经纬仪进行网点系统测量方可反映出来,变形的沉降值与盖层厚度和岩性有关。由于我国南方岩溶矿区第四系沉积厚度一般不大,沉降值都较小,对建筑物不会产生恶性破坏。凡口铅锌矿、乐华锰矿等矿山对这类沉降都作过系统观测。

(2) 以隐伏空洞为中心,当空洞顶面接近地面、土岩失去平衡前出现的早期变形。这种变形相对于前者,是不均匀的,沉降值在中心最大,至边缘逐渐减小,肉眼能明显察觉,而且是过渡性的,当隐伏的空洞(多为土洞)一旦发展到地表,即为塌洞所代替。但在个别矿区也有一直长期存留的情况,如凡口铅锌矿水草坪锅形下陷及石炭铜矿的碟状下

● 梁中民,《关于水口山矿床疏干的地面塌陷和地震问题的探讨》,“岩溶科技动态”第1期,1979年。

陷即属此类。此种沉降范围一般直径可达100m以上,最大沉降值可达1m以上。它可能是在隐伏空洞发育过程中,因基底开口岩溶堵塞或盖层中补给水源终断,而使潜蚀活动自然停止的情况下出现的。

2. 地面开裂

这种变形基本上也可分为两类。

(1)在塌洞将要出现之前,由于受土岩变形张力作用,开裂以隐伏空洞为中心;由里往外呈多层次圆弧形分布。塌洞出现之后,其中心附近的开裂为塌洞取代,边缘的开裂仍然保存,而且随着塌洞范围的不断扩大,继续往外扩展。岩溶矿区地面开裂以此类最为普遍。

(2)是由岩溶基底顶面开口裂隙的潜蚀作用产生的。在平面上裂隙一般呈线状分布,张开度较前类大,走向与基底裂隙一致。我国岩溶矿区出现的这类裂隙,其最大长度可达200m以上。

3. 塌洞

是岩溶矿区抽、排地下水后,地面最剧烈的变形形式,它对建筑物的破坏力最大。在较大塌洞产生或塌陷程度较强烈时,伴随塌洞的出现,有时发生巨大的声响(如恩口煤矿),或产生轻度地震(如水口山铅锌矿、四川北江和南桐煤矿)。塌洞的底部,由于盖层具有一定的厚度和其下开口岩溶的梗阻,一般都难以见到基底岩石。当盖层较薄,例如小于2~3m时,常可见到洞底基岩。此时都可无一例外地发现基底顶面的开口岩溶。当塌陷底部岩溶口被阻塞,再加上粘土颗粒填密形成隔水作用后,盖层内的地下水则将充填塌洞空间而形成“塌陷塘”;若无地表水参入,稳定后,其水位则反映塌洞附近盖层的地下水位。

1) 平面形态

发育在土层中的单个塌洞,在平面上多呈圆形或似圆形。这主要是由第四系土层的岩性在塌洞这样一个小范围,具有相对的各向均一性决定的,此外还受基底顶面开口岩溶形态和开口岩溶密集程度的控制。在盖层较薄处,当岩溶出口形态为长沟状时,塌洞也呈与其类似的形态;当开口岩溶分布密集时,塌洞则多个套连成串珠状或片状,等等。

2) 剖面形态

塌洞在剖面上的形态,主要决定于盖层的岩性。一般对于厚层粘土、亚粘土,洞壁多呈筒状、坛状;对于砂性土,则多为漏斗状。如果对塌洞不及时填堵,任其自然发展,上述所有这些剖面形态,最终都将形成各自岩土相应安息角为边坡的漏斗状。

8.3.2.2 塌陷分布的规律

影响塌陷分布规律的条件很多,但最基本的是:基底浅部岩溶的发育程度;盖层土、岩性质和特征;地下水(包括在塌陷区由地表水、天降水形成的地下水)活动的强烈程度。塌陷分布的任何一条规律,都可能是多项条件综合影响的结果,但在受多项条件制约的某一规律中,可能有一项起主导作用。分析、研究我国各岩溶矿区在不同主导影响条件下反映的各种分布规律,特别有助于对某一具体新矿区塌陷的预测。

我国岩溶矿区在各种主导条件影响下,塌陷的分布规律如下

1. 以基底性质为主导因素表现的规律

基底性质主要指基底岩溶、特别是浅部岩溶发育的程度和充填程度。浅部岩溶越发

育、充填程度越差, 塌陷就越容易产生, 塌陷活力就越强烈。因此塌陷往往集中在下列地段:

- (1) 导水断层破碎带两侧, 特别是其交叉部位;
- (2) 岩浆侵入岩与围岩接触带附近;
- (3) 地下水主要径流带上;
- (4) 岩溶发育带、特别是暗河或岩溶管道上方。

2. 以盖层性质为主导因素表现的分布规律

- (1) 塌陷在盖层厚度较薄处易产生, 较厚处难产生 (并非不产生塌陷);
- (2) 塌陷在盖层岩性为砂性土分布地段容易产生;
- (3) 塌陷在盖层为第四系松散层覆盖地段最容易产生、分布最普遍, 但在岩石结构受到破坏的基岩盖层中也可能产生。

3. 以地下水活动为主导因素表现的分布规律

地下水活动强烈, 潜蚀活动强度就大, 塌陷便容易产生、发展快、强度大。地表水、天降水、以及其它形式的地表水的渗入也能加强、激化塌陷的强度。

- (1) 塌陷都发生在抽、排水影响半径范围以内;
- (2) 基底含水层形成的潜水区塌陷较强烈, 承压区活动较弱 (并非不产生塌陷);
- (3) 涌水强度突然增大时, 塌陷易产生且塌陷程度强烈;
- (4) 塌陷多集中于河床及其两侧, 以及地势低洼部位;
- (5) 以基底岩溶含水层为水源的泉水溢出部位塌陷容易产生;
- (6) 塌陷频度 (在疏干漏斗范围内每年、每月或每日产生塌陷的个数) 在降雨后增高。

8.3.2.3 塌陷规模 (个体尺寸) 的规律

单个塌陷的规模 (直径和深度) 大小与下伏基底顶面上的开口溶洞大小和盖层的岩性、厚度有关, 但主要决定于盖层的厚度, 如水口山铅锌矿和柏坊铜矿塌陷见表 3-8-5。

上述岩溶矿区塌陷分布规律的例证和说明见表 3-8-6。

塌陷规模与盖层厚度关系表

表 3-8-5

塌 陷 区	岩 性	盖层厚度 (m)	塌陷一般规模 (m)	
			直 径	可见深度
柏坊铜矿大塌陷	粉红色砂质、泥质砂岩	93.13	80	30
水口山铅锌矿	鸭公塘大塌陷	残坡积亚粘土夹角砾	土层: 38; 风化带: 124.67	59~54
	白泥冲塌陷	黄土夹角砾	35.92	35
	曾家桥塌陷区	冲积亚粘土、粘土	5~21	5~20
	香花坪塌陷区	冲积亚粘土	5.5~12.22	5~9
	桥头塌陷区	冲积亚粘土、粘土	3.92~5.27	2~5

塌陷分布规律表

表 3-8-6

主导因素	塌陷最易产生或集中的部位	例 证	说 明
以基 底性 质为 主导 因素 表现 的规 律	导水断层、破碎带及其交叉部位	(1)恩口煤矿塌陷集中于釜天河正断层两侧,见图 3-8-1; (2)煤炭坝煤矿大成桥断裂带及位于两条岩溶化断裂带交叉部位的上洋泉附近。塌陷密集成群结带 (3)据1971年统计资料,凡口铅锌矿沿F₄断层两侧产生塌陷60多处,塌陷在金星岭以南,沿此断层形成连续的塌陷带 (4)据1978年资料,在丰城云庄井田,沿F₂₆、F₁₇、F₄₈三条断层附近出现的塌陷,占该井田塌陷总数的60% (5)乐华锰矿在矿区南北向构造带上产生长而宽的地表开裂	在这些部位岩溶特别发育,地下水活动也特别强烈,这就为基底岩溶充填物的潜蚀、搬运和盖层土石的潜蚀、淘空提供了良好的条件。因此,塌陷容易在这些部位产生、集中,同时塌陷形成速度也较快
	接触带附近	(1)铜录山铜矿1967年放水时产生的大规模塌陷分布于闪长岩与大理岩的接触带 (2)程潮铁矿东区1961年至1968年地面开裂、塌陷15处,全部位于东起细王冲、西至杨家进的闪长岩与大理岩接触带上靠大理岩的一侧	
	地下水主要迳流带	(1)乐华锰矿1969年12月放水试验中,在矿区东南方向主要迳流带上,塌陷成群出现,且塌陷延伸最远,最近处距降落漏斗中心4.5km (2)煤炭坝煤矿塌陷在东西向主要迳流带上发育强烈,塌陷在此带上延伸最远,最近处下洋泉塌陷距竹山塘井口约10km (3)叶花香铜矿在放水试验中产生塌陷57个,绝大部分分布在与主要迳流带相吻合的物探低阻异常带内	
	暗河、岩溶管道上方	铜顶铅锌矿塌陷沿地下岩溶管道上方地面成带状分布,见图 3-8-2	在暗河、岩溶管道的上方,竖井式的落水洞、岩溶漏斗发育,它们向上延伸至基底层顶面,向下与暗河、岩溶管道相通,地下水活动强烈,又有利于地表水下渗,潜蚀作用强,塌陷易产生
以盖 层性 质为 主导 因素 表现 的规 律	盖层较薄处塌陷易产生,较厚处难产生,但并非较厚处不产生	1)盖层较薄处塌陷易产生的例证: (1)凡口矿在东风井之东南,土层厚度明显较该矿其它地方薄,单位面积(100m×100m)内塌陷数量是该矿最高地段之一,其值超过20个。这类地区塌陷发生后,基底顶面开口岩溶易暴露出来 (2)水口山桥头塌陷区(塌陷基底层位为白垩系砾岩),盖层厚度较薄(3m左右)处,塌陷密集成群结带,塌陷基底开口岩溶也多暴露出来 (3)丰城云庄井田第四系厚度在1.94~43.77m之间,塌陷发育在第四系厚度小于15m地段的数量约占整个塌陷数的90%。塌陷与盖层厚度的关系见图 3-8-3	盖层较薄处,其潜蚀形成的隐伏空洞容易发展到地表,故塌陷易产生,盖层较厚处,其潜蚀形成的隐伏空洞发展到地表较困难,故塌陷不易反映到地表。但在基底岩溶特别发育,开口岩溶尺寸较大,抽、排水特别强烈,或经历时间较长时,也可能产生塌陷

续表

主导因素	塌陷最易产生或集中的部位	例 证	说 明
以盖层性质为主导因素表现的规律		2) 盖层较厚处塌陷并非不产生的例证: (1) 恩口煤矿 I 井田东南部胡家祠堂一向家冲一胡家井一带白垩系地层厚度近百 m, 产生了塌陷 (2) 丰城云庄井田放孔第四系厚 34.13 m, 附近产生了塌陷 (3) 凡口铅锌矿曲塘处第四系厚 30 多 m, 产生了塌陷 (4) 水口山铅锌矿白泥冲塌陷, 第四系厚约 36 m (5) 柏坊铜矿大塌陷, 塌陷盖层白垩系粉砂岩、泥质砂岩厚 93.13 m, 见图 3-8-4	
	盖层岩性为砂、砾性土处	在我国南方岩溶矿区, 砂层、砂砾层多分布于河溪两侧, 在这些地段, 塌陷比较密集, 塌陷形成也比较快	我国南方的砂、砾性土一般颗粒大小混杂, 分选性差, 又砂、砾性土粘聚力较粘土小, 故有利于潜蚀, 塌陷容易产生
	盖层岩石结构受到破坏处也可能产生塌陷	塌陷的盖层最普遍的是由各类第四系松散地层组成, 除此以外, 塌陷盖层还可能由下列情况下的基岩组成: (1) 成岩作用较差、胶结不太紧密的第三系、白垩系泥质砂页岩, 如水口山铅锌矿、柏坊铜矿、恩口煤矿、顾家台铁矿的塌陷 (2) 呈超覆产出、受到严重风化的火成岩, 如阳春硫铁矿、余华寺铁矿的塌陷 (3) 被节理、裂隙分割、岩石整体性受到破坏的坚硬岩石, 如鸭公塘铅锌矿茶子园塌陷	这些岩石中同样存在孔隙、裂隙, 岩石结构已受破坏, 或质地松软, 为潜蚀、塌陷的产生, 提供了必要条件。风化后的火成岩有时可成松散状, 白垩系、第三系砂页岩具风化和遇水后易崩解的特性, 为塌陷的形成提供了有利条件。坚硬岩石作为盖层塌陷, 其前提条件是其整体性被裂隙分割, 而且要求其下基底开口岩溶的尺寸较大
以地下水(包括地表水形成的地下水)活动为主导因素表现的规律	塌陷都出现在抽水的影响范围以内	全国岩溶矿区所有人为塌陷都发生于抽、排水影响半径以内。例如: 下列矿区在某一时期的抽、排水的影响半径和塌陷影响半径数值(m)分别为: 大岭煤矿 950、800; 桥头河煤矿 10100、10000; 泗顶铅锌矿 3500、1800; 石炭铜矿 4900、4900; 乐华锰矿 8000、4500; 凡口铅锌矿 2900、2900; 凡口矿区排水影响范围与塌陷影响范围的关系见图 3-8-5 岩溶矿区在抽、排水影响之外, 极少有塌陷的记载, 目前仅发现几例, 如鸭公塘铅锌矿在距矿区西南约 3 km 的九姑庙附近的塌陷和 1966 年在矿区外圈刘家坪产生的塌陷; 丰城泉 1 西南 30 m 的 5 号塌陷, 等等	只有在抽、排水影响范围之内, 当岩溶含水层水位低于盖层水位至一定程度后, 地下水才具有足以引起塌陷的潜蚀程度。自然条件下有时也产生塌陷, 但其形成过程较缓慢, 发生的频度极低, 相对于抽、排水引起的塌陷, 其破坏作用极小
	潜水区塌陷活动较强, 承压区塌陷活动较弱, 但并非不产生塌陷	多数矿区抽水时, 由于降低后的动水位未达到含水层顶板以下或低于顶板的数值太小, 形成的潜水区范围极有限, 塌陷不易产生, 一旦抽水强度加大, 潜水区范围扩展后, 塌陷就强烈表现出来。例如:	基底层水位降至其顶板以下出现潜水区时, 对盖层而言, 潜蚀强度达到最大值, 故塌陷活动最强烈; 在承压区, 盖层的潜蚀作用远小于潜水区, 因此塌陷产生较难

续表

主导因素	塌陷最易产生或集中的部位	例 证	说 明
以地下水(包括地表水形成的地下水)活动为主导因素表现的规律		(1)乐华锰矿CK102孔抽水时,最大水位降低只6.455m,(最大流量87.971L/s),水位未降到基岩顶面,塌陷未产生。当放水试验时,最大水位降低值达32.46m(最大放水量965.5m³/h),形成了较大的潜水区,塌陷就强烈地产生 (2)石炭系矿勘探阶段,群孔(三孔)抽水试验中,最大水位降低仅3.2m(最大涌水量69L/s),水位未降到基岩顶面,塌陷没有产生。1969年9月至1970年3月疏干试验中,利用5~13台深井泵抽水时,水位降低20~40m,塌陷形成了潜水区,塌陷活动便强烈表现出来 (3)顾家台铁矿主孔抽水时,第一降程水位降低值7.11m(流量8534m³/d),水位仍高于基岩顶板,塌陷未产生;第二降程水位降低17.93m(流量18927m³/d)后,水位已低于基岩顶面,塌陷开裂便产生	
		承压区塌陷并非不产生的例证: (1)水口山铅锌矿1964年9月2日至1965年2月16日放水试验期间,在曾家桥承压区范围内产生了9个塌陷。当时的水位状态见图3-8-6 (2)丰城云庄四孔,在放水的第二日,其水位下降5.57m,没有达到第四系层底板,产生了塌陷 (3)丰城河西CK30/1孔抽水,当水位降至+7m标高(第四系层底板标高+6.402m),此时仍为承压状态,产生了27、14、15号等多个塌陷	
	涌水强度突然加大时,塌陷易产生,且塌陷程度加强	(1)水口山铅锌矿在1964年放水试验前,矿井排水量很小,在将近8年的期限内,只产生一个塌陷。放水试验中,当放水量达220.6m³/h,水位降低29.27m时,塌陷数量增多。1965年正式疏干,放水量增大为1350m³/h,疏干漏斗急剧扩大,地表塌陷进一步加强,见图3-8-6 (2)凡口铅锌矿在1965年12月19日突水前(涌水量小于10000m³/d)18天,塌陷频度仅为每日0.6个。矿井突水(瞬时突水量5000m³/h)后,在2小时内,规模较大的塌陷就立即产生,同时大量出现地面开裂,塌陷频度增至每日3.73个。在恢复矿井强烈排水期间,塌陷频度高达每日4.52个 (3)大广山铁矿基建开始于1976年,至1980年共发生塌陷72个,其中21个发生于1980年矿井突水(突水量417m³/h)一个月的期限内	抽、排水强度突然加大,特别是矿井大量突水时,在抽、排水中心及其附近部位,水力坡度陡然增大,使潜性活动受到激化,此时若具备合适的地质条件,在基底层上部被疏干的岩溶空间易形成压差,亦是激化塌陷产生的因素
	塌陷多集中于河床及其两侧和地势低洼部位	(1)叶花香铜矿在水南湾河床及其两侧长约2km的河段,产生塌陷数十个,(其中位于河床中的19个,位于河滩上的11个),占塌陷统计时间内该矿塌陷总数的一半以上	这些部位地表水渗入活动较强,有利于强化基岩和基底的潜蚀作用。此外河床及其两岸砂、砾层发育,也是易产生塌陷的原因之一

续表

主导因素	塌陷最容易产生或集中的部位	例 证	说 明
		(2)大广山铁矿在1978年至1980年三次突水中共产生塌陷70个,其中40%分布在柯家沟河床两岸 (3)铜录山铜矿从1978年至1983年,在青山河两岸先后发生塌陷200多个,占该矿塌陷总数的大部分 (4)阳春硫铁矿塌陷主要分布在黑石岗河两侧及地势低洼的稻田中 (5)恩口煤矿共产生塌陷5000多个,其中3000多个分布在三条河谷及其两岸 (6)至目前为止,我国所有岩溶矿山,塌陷绝大多数都分布在地势低洼部位,塌陷分布在山坡、特别是山顶的为数极少。例如凡口铅锌矿近2000个塌陷,发生于狮岭山坡的不足10个,水口山铅锌矿800个塌陷中,产于山坡、山顶的只有数个,酒顶矿近600个塌陷中,都发生在地势低洼部位。地势较高部位开裂多于塌陷	
	泉水(源于岩溶含水层)溢出部位塌陷容易产生	(1)煤炭坝煤矿在距矿区距离较远的上洋泉、下洋泉、大城桥泉及泮水河畔的泉群附近都发生了塌陷 (2)铜录山铜矿井下某放水孔放水后仅十余分钟,在距放水孔约40m处的泉水溢出地段便陆续产生塌陷	泉水溢出部位,盖层以下的基岩层肯定存在开口的岩溶或裂隙,而且地下水活动强烈,故塌陷易产生
	塌陷频度在降雨时增高	(1)凡口铅锌矿塌陷频度因降雨而增高,填平之塌陷容易在降雨后复活。在塌陷活动稳定区,容易再生新塌陷。1966年3月,在井下排水无异常的情况下,塌陷频度增加的情况见图3-8-7 (2)丰城云庄矿并经一个阶段放水后,水位早已降到盖层以下,地面塌陷已处发展极缓慢状态,在此以后某时段,三次透雨中,每次透雨后,地面塌陷频度都增高	盖层土石经降雨湿润后,一方面增加隐伏空洞上方土石的重量,另一方面使其力学强度降低,而雨水垂直渗透又能增加潜蚀强度,加快塌陷的产生,或使塌陷已经稳定的地区又出现新的塌陷

8.3.2.4 塌陷发展阶段的规律性

对于长期疏干排水的矿井而言,塌陷发展的高潮期,往往出现在矿山初期疏干排水阶段,而塌陷最强烈的地段则位于这一阶段形成的潜水区。经过若干年后,位于这一区段的塌陷活动便日趋减弱而逐渐达到相对稳定阶段。从此以后,塌陷主要是随着矿井抽水影响范围的扩展而向外发展。相对稳定只是针对矿井排水初期塌陷激烈活动的状况而言,因此不能认为在那些地区不再产生塌陷。

例如凡口铅锌矿矿床疏干开始于1965年,至1985年底共产生塌陷1957个,其中大部分塌陷产生于1969年以前矿床疏干的初期阶段,以后塌陷频度明显降低。据统计,1978年至1985年平均每年只产生塌陷45个,在此8年期间,按平均数计算,总计才产生360个塌陷。

贵州水城向斜岩溶盆地中,有10座深井抽取下石炭统石灰岩强含水层中的地下水,水位降低10~20m,抽水量 $45000\text{m}^3/\text{d}$,由1966年至1977年,共产生地面塌陷420个,其中有80%的塌陷是在抽水初期形成的。

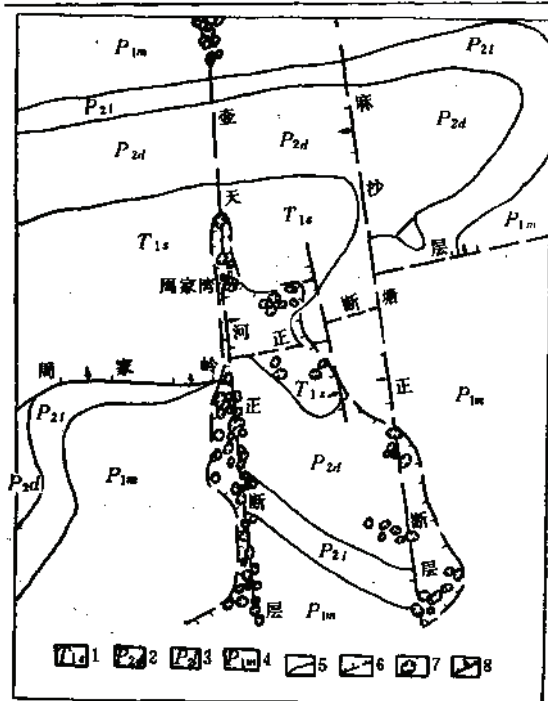


图 3-8-1 恩口煤矿地面塌陷洞分布与断层关系图

1—下三叠统大冶组；2—上二叠统大隆组；3—上二叠统龙潭组；4—下二叠统茅口组；5—地层界线；6—塌陷带界线；7—塌陷洞；8—断层线

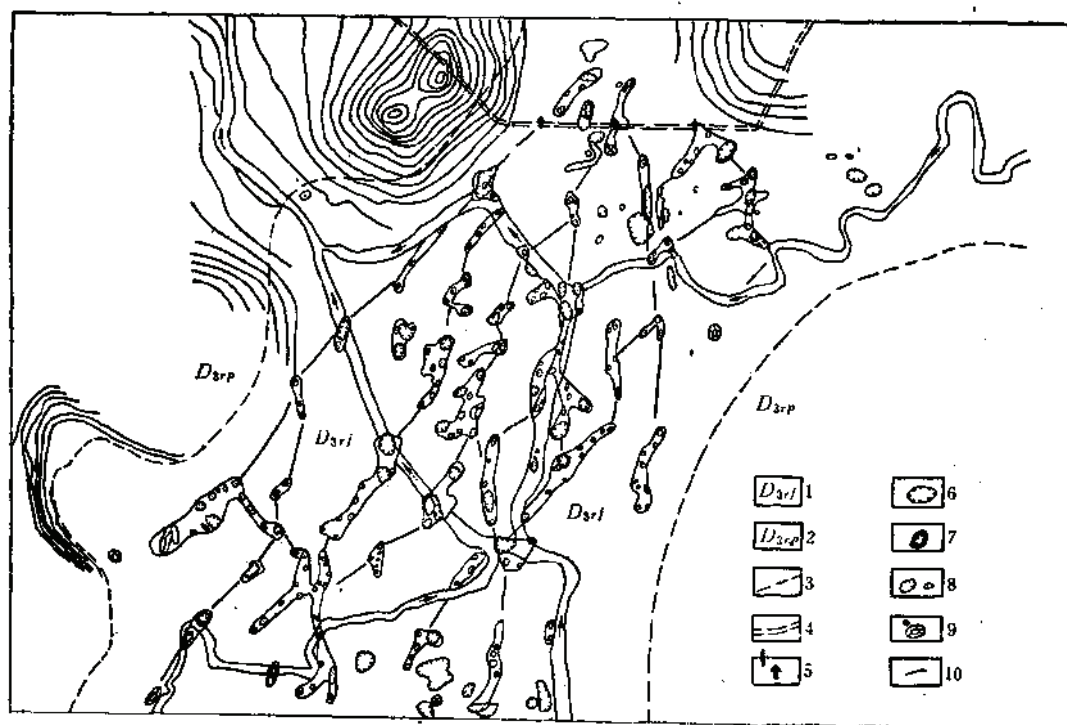


图 3-8-2 泗顶铅锌矿塌陷分布图

1—上泥盆统融县组灰岩(强含水)；2—上泥盆统融县组灰岩(弱含水)；
3—含水层界线；4—280m自流疏干平窿；5—自流疏干平窿滴水点；
6—疏干造成的河床塌陷；7—岩溶管道天窗；8—塌陷；
9—岩溶深陷井(发育在灰岩中)；10—岩溶管道(发育在灰岩中)

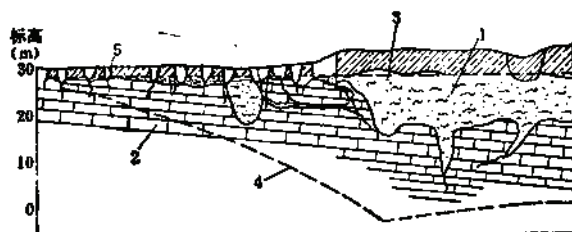


图 3-8-3 丰城云庄井田塌陷与盖层厚度关系示意图

1—松散盖层；2—石灰岩基底；3—静止水位；
4—疏干漏斗；5—塌陷

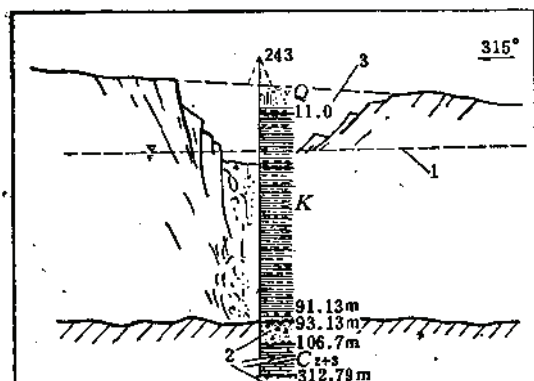


图 3-8-4 柏坊铜矿塌洞地质剖面图

1—塌陷前基底层水位；2—溶洞（312.79m
以下为大型溶洞裂隙），3—塌陷；Q—第四系土层；
K—白至系红色泥质砂岩；C₂₊₃—中上石炭统壶
天群白云质灰岩

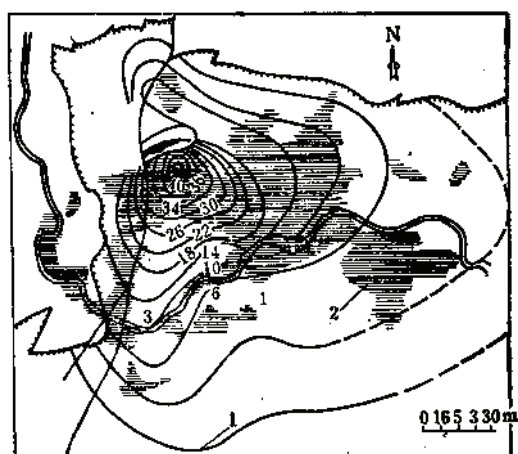


图 3-8-5 凡口矿区塌陷与地下水位降低关系图

1—等降深线；2—塌陷分布区

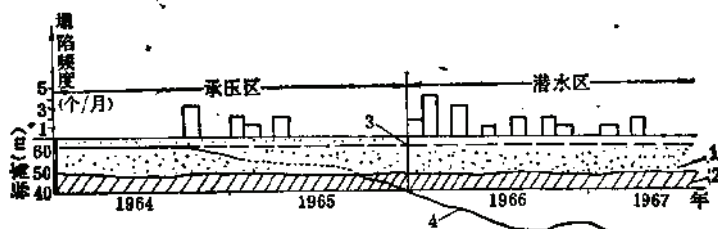


图 3-8-6 水口山铅锌矿曾家桥塌陷区塌陷频度图

1—塌陷盖层；2—塌陷基底层；3—基底层静止水位；
4—基底层疏干水位

上述情况之所以出现,是因为基底水位在大面积范围内降到顶板以下,经过一段塌陷的强烈活动以后,一方面盖层中的地下水得到了相当程度的疏干,潜蚀对盖层土石的作用强度便急剧降低;另一方面当基底岩溶含水层水位继续往深部下降,特别是降到浅部岩溶发育带以下时,潜蚀在基底岩溶、裂隙中的活动便大为降低。在浅部岩溶发育带地下水活动消失后,其岩溶、裂隙空间便容易被盖层迁移物堵塞,盖层潜蚀程度也因此降低。

塌陷活动在某一区段进入相对稳定阶段之后,之所以仍有塌陷产生的可能,是因为在这个阶段,还存在足以产生潜蚀而引起塌陷的地表水、天降水及其它形式地表水的活动。

塌陷活动强烈发展期间,塌陷分布比较密集的区域,在覆盖型岩溶矿区①,当盖层厚度及其变化不大时(如凡口铅锌矿),出现在靠近疏干中心位置;当覆盖层厚度在靠近疏干漏斗中心较大,而矿区外围显著变薄(如石炭铜矿),或在埋藏型岩溶矿区②(如水口山铅锌矿以及我国南方许多煤矿),则出现在距疏干漏斗中心较远的外围。因靠近漏斗中心盖层较厚,塌陷不易发展到地表;埋藏型岩溶矿区在漏斗中心则不具备塌陷产生的双层结构。

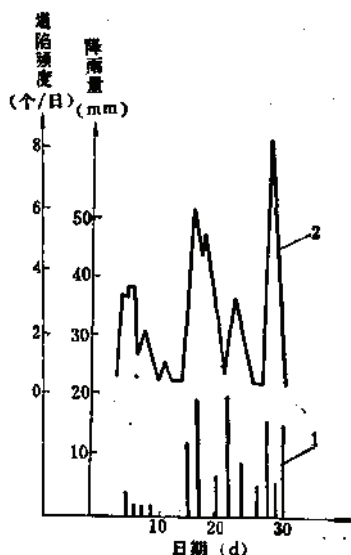


图 3-8-7 凡口矿1963年3月降雨与塌陷关系图
1—塌陷频率曲线; 2—降雨量值

8.3.3 塌陷的预测

塌陷预测方法分远期预测和近期预测。远期预测是根据矿区和区域的水文地质、工程地质条件进行的大面积预测,预测期较长,它是矿区塌陷防治工作的基础,是矿区建设总体布局的重要依据。近期预测是根据塌陷前显示的某些征兆,在小范围内对局部塌陷进行的预测,预测期较短,其作用虽不如前者大,但对减轻塌陷的危害也能起到积极的作用。

8.3.3.1 塌陷的远期预测

在岩溶矿区勘探的后期或在矿山着手设计、建设之前,必须对塌陷进行科学的远期预测,并绘制出塌陷预测分区图。根据目前的勘探技术和对塌陷的认识水平,在远期预测中,要预测塌陷的具体位置是十分困难的,甚至可说是不可能的,但对塌陷的程度和可能性进行分区预测却是完全可以做到的。其关键是必须熟悉和掌握塌陷形成的基本条件、岩溶矿区塌陷的基本规律,还要通过各种测试手段,查明预测矿区的地质、水文地质、工程地质条件,揭露矿区塌陷的内在矛盾。

具体说来,远期预测可大致通过以下程式进行。

- ① 覆盖型岩溶矿区系指矿区塌陷的岩溶基底层顶面直接被第四系松散层覆盖。
- ② 埋藏型岩溶矿区系指塌陷的岩溶基底层顶面直接被厚而稳定的非可溶性基岩直接覆盖,仅在地层隆起的部位才直接为第四系松散层覆盖。

1. 掌握和研究预测矿区的水文地质条件

详细研究区域和矿区的地质条件,含水层岩溶发育特征,各种覆盖层岩性、结构、厚度特征;确定是否具备产生塌陷的双层结构。如果具备这种双层结构,则基本上可以肯定在预测矿区具备了产生塌陷的基本条件。

2. 确定矿床疏干排水影响范围

根据矿区具体的水文地质条件,预测矿床疏干、排水最大降深时的疏干漏斗边界。

3. 划分非塌陷区

根据最大降深时的疏干漏斗边界及边界以内双层结构和地下水活动的特征,划出如下的非塌陷区:

- (1) 最大降深时疏干、排水降落漏斗边界以外的地区;
- (2) 最大降深时疏干、排水降落漏斗边界以内岩溶含水层直接出露、无第四系土层覆盖的地区;
- (3) 最大降深时疏干、排水降落漏斗边界以内岩石结构未受到破坏、致密坚硬地层分布的地区;
- (4) 最大降深时疏干、排水降落漏斗以内,由于隔水的岩浆岩穿插、隔水层或隔水断层分布(经可靠工程圈定和抽水试验证实)形成的不受矿井疏干、排水影响的局部地段。

4. 塌陷区的预测

(1) 除去上述第(2)、(3)、(4)项所指地区以外,在最大疏干漏斗以内的其它地区,均为可能的塌陷区。

(2) 根据预测矿区最大降深时疏干漏斗以内各部位基底、盖层和地下水活动的特征,参考塌陷分布规律表(表3-8-6),来进一步预测塌陷程度的分区。例如,在导水断层、破碎带两侧及它们的交叉处等岩溶较发育的部位,盖层较薄,以砂性土为主的部位;河床两岸、地势较低部位及潜水区部位,等等,都可能是塌陷容易产生和发育较强的地段。往往在矿区的某一地段,可能同时出现上述几种加强塌陷程度的因素,如既位于导水断层带附近,又处于河流两岸,还可能是砂性土为主的潜水分布区,因此其塌陷危险程度就越高。但在岩溶不发育的部位,盖层较厚、以粘性土为主的部位,地势较高的山顶、山脊部位及承压区部位,等等,都可能是塌陷较难产生和发育较弱的地段。在矿区的某一地段,也可能同时出现上述几种减弱塌陷程度的因素。同样,如果在某一地段塌陷减弱的因素越多,塌陷的可能性和塌陷程度就越低。

根据上述分析方法,就能在最大疏干降深时,疏干、排水降落漏斗范围里可能的塌陷区内,再划分出诸如强烈塌陷区、中等塌陷区、轻度塌陷区等这样不同程度的分区。

利用上述类似的程式,还可以绘制不同开采阶段(不同标高的水位降低)的塌陷预测图。

8.3.3.2 塌陷的近期预测

矿床疏干、排水以后,可利用塌陷前出现的下列各种征兆来预测近期塌陷的产生:

- (1) 地面已经出现弧形或环状开裂的地段,塌洞可能即将产生;
- (2) 基底岩溶含水层水位下降时,被松散土层覆盖的泉水溢出和地表积水随之干枯的

地段, 可能发生塌陷;

(3) 基底岩溶含水层水位上升时, 地表积水区出现冒泡、喷气的地段, 可能发生塌陷;

(4) 观测孔中水位出现反常跳动, 特别在水位突然升高较多时, 在观测孔附近可能产生塌陷;

(5) 井下大量突水或水中泥砂含量陡然增高时, 在塌陷预测图上预测的强烈塌陷区或在距突水点不远的地面可能产生塌陷;

(6) 在建筑物墙壁上挂线观测, 当发现建筑物墙壁倾斜, 或在建筑物墙壁和地面突然出现较多、较宽裂隙时, 该建筑物及其附近可能即将产生塌陷;

(7) 在伴随塌陷产生轻微地震的矿区, 还可用地震仪观测来预测即将发生塌陷的地段。

8.4 地面塌陷工程地质勘察要求

近二十余年来, 随着岩溶充水矿床的不断开发, 地面塌陷对矿山建设的危害日趋严重。一些矿山在基建和生产过程中, 不断出现塌陷危及工业和民用建、构筑物安全的恶性事例, 轻者造成大量投资的损失, 重者威胁矿山的正常生产。因此岩溶塌陷的工程地质评价, 已愈来愈为人们所重视。据不完全统计, 仅湖南、湖北、江西三省, 目前就有九处岩溶充水的金属矿山已经或可能要进行专门的岩溶塌陷工程地质勘察工作, 见表 3-8-7。

8.4.1 地面塌陷工程地质勘察的特点

(1) 岩溶矿区地面塌陷工程地质勘察是在地质勘探工作基础上, 在矿区或区域某一部小范围内, 针对具体的单项任务或工程的勘察要求, 通过必要的勘察手段, 来进一步评价和预测该范围内塌陷的属性及其对建、构筑物稳定性的影响。

(2) 岩溶矿区地面塌陷工程地质勘察, 应对勘察范围内各地段均作出具体、详细的评价和预测, 要求在该范围内, 作出塌陷对已建或待建的建、构筑物稳定性影响的明确结论, 并提出防止塌陷对建、构筑物破坏的具体建议。因此, 其工作深度远远超过地质勘探阶段。但是, 地质勘探阶段对塌陷的研究是地面塌陷工程地质勘察的基础, 而后者则是对前者的进一步认识和深化。

(3) 岩溶矿区地面塌陷工程地质勘察, 除了要详细了解和研究盖层土、岩的岩性、厚度及其工程力学性质外, 还必须在全面收集矿区和区域水文地质、工程地质资料的基础上, 通过较多的勘测、试验工程量, 以掌握基底岩溶发育及其充填情况, 同时还应通过对矿坑排水人工渗流场的模拟试验, 以揭露和预测在矿坑排水影响下, 勘察范围内塌陷产生的可能性、塌陷程度及其对已建和待建的建、构筑物地基稳定性的影响。因此, 岩溶矿区地面塌陷工程地质勘察的难度和所需投入的测试工程量, 比非岩溶塌陷矿区要大。

8.4.2 需要进行地面塌陷工程地质勘察的几种情况

岩溶塌陷矿区虽在地质勘探阶段按《矿区水文地质工程地质普查勘探规范》对塌陷作了勘探和评价, 但由于受到各种条件限制, 只能从宏观上进行塌陷的分区预测, 而对矿

部分矿山岩溶塌陷专门工程地质勘察实例表

表 3-8-7

矿山名称	矿区地质 勘探程度	矿山基建和生产时期产 生塌陷的情况	岩溶塌陷工程地质勘察要解决的主要问题	工程地质 勘察情况
程潮铁矿	详细勘探	基建时期,巷道突水量为 250m ³ /h,产生了10个塌陷, 地面局部下沉	(1)选矿主厂房、浓缩池、磨矿仓等工业 与民用建(构)筑物的稳定性评价 (2)机修、机电、铸造及热处理车间的稳 定性评价 (3)待建3号浓缩池及废水处理泵站基础 稳定性评价	已进行工 程地质勘察 工作
大广山铁 矿	同上	基建时期,巷道突水量为 450m ³ /h,产生了74个塌陷	(1)四个村落民房的稳定性评价、矿区附 近的土地赔偿 (2)铁路及站场的稳定性评价 (3)尾矿坝、尾矿库建库条件的工程地质 评价	同上
余华寺铁 矿	同上	基建时期,巷道突水量为 432m ³ /h,产生了10多个塌陷	6号皮带廊,原矿槽及铁山至灵乡铁路经 过矿山段的稳定性评价、村落民房的稳定性 评价	同上
小广山铁 矿	同上	斜井掘进过程中突然涌 水,地面产生了变形	武昌至大冶铁路干线经过矿区一段的稳定 性评价	同上
铜山岭铜 矿	同上	巷道突水量为334m ³ /h, 地面产生了塌陷和开裂	矿山生活区民用建筑稳定性评价,预 测塌陷范围、土地赔偿问题	同上
宝山铜矿	同上		县城村镇房屋稳定性评价等问题	同上
黄沙坪铅 锌矿	同上		深部开采的岩溶塌陷预测	准备进行 工程地质勘 察
乐华锰矿	同上	井下放水量1000m ³ /h时,产 生了102个塌陷,最近塌陷距 试验中心4.5km	矿区附近工农业设施的稳定性评价、村镇 600户居民的房屋搬迁等问题	同上
石头嘴铜 铁矿	同上	上部露天开采已基建剥 离,尚未产生塌陷,但矿区 具备塌陷的双层结构,今后 揭露岩溶含水层后,塌陷可 能产生	县城房屋稳定性评价、土地赔偿问题	今后可能 要进行工程 地质勘察

注:1.表内所列各矿山的勘探工作均系1987年以前完成的,因此仍沿用1987年3月21日以前规定的矿产勘查工作阶
段划分名称。

2.此表引自《水文地质工程地质》1986年第五期“岩溶充水矿床地面塌陷的工程地质勘察工作试议”一文。

区和区域工农业设施、民用建筑物的稳定性,尚不能逐一进行全面而可靠的评价。因此通
常在下列情况下,都应进行地面塌陷的工程地质勘察。

(1)在地质勘探报告中划定的塌陷区和可能的塌陷区内,由于总图布置需要,拟建造
矿厂、卷扬机房、空压机房、机修厂、尾矿坝等重要建、构筑物时;

(2)在地质勘探报告划定的塌陷区、可疑的安全区存在已建的重要厂房、大中型水
坝、主干铁路、城镇等重要建、构筑物等,为了进一步详细评价其在矿井疏干、排水影响

下的稳定性,并按照不同影响程度来制定不同的处理措施时;

(3)当确定将矿区河流改至非塌陷区、或拟建重要的防洪堤坝以及其它地面防水工程,为了确定合适的改河和坝轴线时;

(4)在地质勘探未划定、而在矿山生产过程中发现由于岩浆岩体、隔水构造的存在可能不受矿井疏干、排水影响的新的非塌陷区,当在此区内拟建新的重要建、构筑物,但对这些隔水体的控制工程不足、或论证此区为非塌陷区的根据不充分时。

此外,在下列特殊情况下,也可能需要进行塌陷的工程地质勘察:

(1)经过疏干排水证实,在地质勘探阶段划定的塌陷区和非塌陷区存在重大问题,对已建和待建的重要建、构筑物的稳定性有严重影响时

(2)地质勘探阶段没有对矿区塌陷进行任何工作和研究,而矿区又存在塌陷产生的双层结构和有利于潜蚀的地下水活动条件时;

(3)矿山开采外延和深延至原勘探范围以外,塌陷分布超越原来预测的范围,并对已建或待建的重要建、构筑物稳定性有较大影响时;

(4)新发现待开采的矿体分布于与原岩溶含水层无水力联系的另一岩溶含水层(或采动后要触及这一含水层),或待开采的矿体穿过原有的隔水层(或采动后要破坏这一隔水层的隔水性),而可能引起另一岩溶含水层或同一含水层在隔水层另一侧分布地段产生塌陷时。

上述特殊情况下地面塌陷工程地质勘察任务,基本上都应属于地质勘探阶段任务的范畴,但由于各种原因,使这些问题遗留下来。对于这类矿区,塌陷的工程地质勘察任务比较繁重,既有较大范围内“面”上分区总体评价和预测的任务,又有在具体工程分布“点”上详细确切评价和预测的任务。

8.4.3 地面塌陷工程地质勘察的主要技术要求

岩溶矿区地面塌陷工程地质勘察需解决的问题,是在矿山疏干、排水特定条件下而产生的工程地质问题。因此勘察的方法、手段及主要技术要求,都必须根据这一特定条件进行选择 and 确定。目前尚无专门的勘察规范可遵循,现根据有限的实践经验,提出如下主要要求,以供参考。

8.4.3.1 勘察方法和手段

由于岩溶矿区塌陷受地质、构造、岩溶发育规律、覆盖层特征和地下水动力条件等多种因素控制,且要求工程地质勘察对勘察区内地基的稳定性作出明确评价,因此,必须采用地质、水文地质、工程地质、物探以及在水文地质试验中的地面移动观测等综合研究的方法,通过地质和工程地质测绘、地质钻探、钻孔简易水文地质观测、水文地质试验、各种有效的物探测试等主要技术手段来获取并研究勘察区塌陷的资料。这些资料客观上能起到互相验证和互为补充的作用。经过分析研究以后,便能使勘察成果具有更高的科学性和可靠性,从而达到应有的工程地质勘察程度要求。

8.4.3.2 抽水试验

疏干排水引起的地下水动力条件的急剧改变,是塌陷形成的重要因素之一。因此,一般情况下,在勘察区应使用抽水试验手段,尽可能加大降深以形成与矿山疏干排水相似的人工渗流场,以便在这种特定条件下,研究塌陷产生的可能性及规律。条件允许时,抽水

试验的水位降低值应力求达到疏干排水时在勘察区形成的预计水位降低值。当勘察区靠近矿区疏干排水的疏干漏斗中心难于达到上述要求时,水位降低后的动水位,至少也应降到岩溶含水层顶面以下若干深度,以使整个勘察范围都基本上处于潜水区。为有利于暴露勘察区塌陷的矛盾,抽水试验最好由最大降程开始。如无其它水文地质方面的要求,宜把抽水试验的延续时间加长,并作一次降程试验。有时在勘察区存在已建的重要建、构筑物 and 居民区时,考虑抽水试验问题应特别慎重。若通过其它方面的分析,亦能作出可靠的结论时,可以不做试验。对于必须进行抽水试验时,其水位降低值原则上也应达到上述要求,但必须采取可靠的安全措施,以保证既能达到试验的技术要求,又能保证勘察区内人员的安全和生产的正常进行。

8.4.3.3 钻探工程布置

在布置钻探工程时,应注意以下几方面的问题:

(1)在工程地质勘察设计之前,应注意收集矿区地质勘探阶段的钻探工程及其它有关资料;当勘察区已有重要建、构筑物时,还应收集这些工程的存档工程地质资料,以达到节省钻探工程量的目的;

(2)当勘察区已存在建、构筑物时,钻探工程仍应力求按网布置,但同时应兼顾控制建、构筑物的轮廓和有重要水文地质、工程地质意义的地段;

(3)根据岩溶矿区塌陷主要受浅部岩溶控制的特点,钻探深度一般应揭露浅部岩溶带,同时也应有少量深孔揭露和控制勘察区强岩溶发育带下限。

8.4.3.4 钻孔简易水文地质观测

对勘察区可溶岩岩溶发育规律的研究,是岩溶塌陷矿区工程地质评价的基础,而在钻进过程中,系统地进行钻孔简易水文观测,仍是研究岩溶发育规律的基本手段之一。因此在可溶岩的钻进施工中,必须保证一定的岩心采取率,注意岩心检查和编录工作,测定钻进过程中的冲洗液消耗量、漏水和涌水部位,以及下钻前、停钻后的孔内水位变动情况等,特别要注意钻进过程中的钻具突然陷落的起止位置,并采取岩溶充填物质。钻进结束后要综合简易水文地质观测中取得的实际数据和资料,编制相应的图表和曲线,以作为研究勘察区岩溶发育规律的重要基础资料。

8.4.3.5 物探方法的应用

在岩溶矿区塌陷的工程地质勘察中,物探作为钻探的一种辅助手段,已被广泛应用,并取得了愈来愈明显的技术经济效果。例如电测深和电测剖面的方法被用来确定第四系土层的厚度,在大广山铁矿、乐华锰矿、铜山岭铜矿等矿山得到了比较好的效果;又如钻孔无线电波透视和声波探测被用来探测岩溶含水层中溶洞的发育情况,在程潮铁矿、水口山铅锌矿等矿山,也得到了很好的应用。这两种物探方法,在勘察区内已存在建、构筑物的条件下使用最为理想,因勘察区内建、构筑物分布密度大,钻孔只能在其周边布置,而中间部位则可通过交叉透视的方法予以解决。

8.4.4 地面塌陷工程地质勘察实例

为了具体说明岩溶塌陷工程地质勘察的方法、内容、深度等要求,现以程潮铁矿为例介绍如下。

8.4.4.1 矿区水文地质条件概况

程潮铁矿为砂卡岩型矿床,矿体产于燕山期斑状花岗岩与中三叠统嘉陵江组碳酸盐岩接触带中。斑状

花岗岩为矿体底板,嘉陵江组为矿体顶板,由厚层状变质白云质大理岩、白云石大理岩及大理岩组成。岩层走向北西~南东,倾向南西,岩溶发育。其上为上三叠统蒲圻群及侏罗系砂页岩覆盖。矿区内尚有闪长岩呈岩脉状侵入大理岩中,靠近矿体附近,呈超覆状产出,岩石风化强烈,原岩结构已受破坏。区内第四系有残积、坡积、冲积和洪积层,多呈交错分布,上部为粘性土,下部为砂砾层,厚度一般5~12m,局部可达15~20m。矿区典型剖面见图3-8-8。

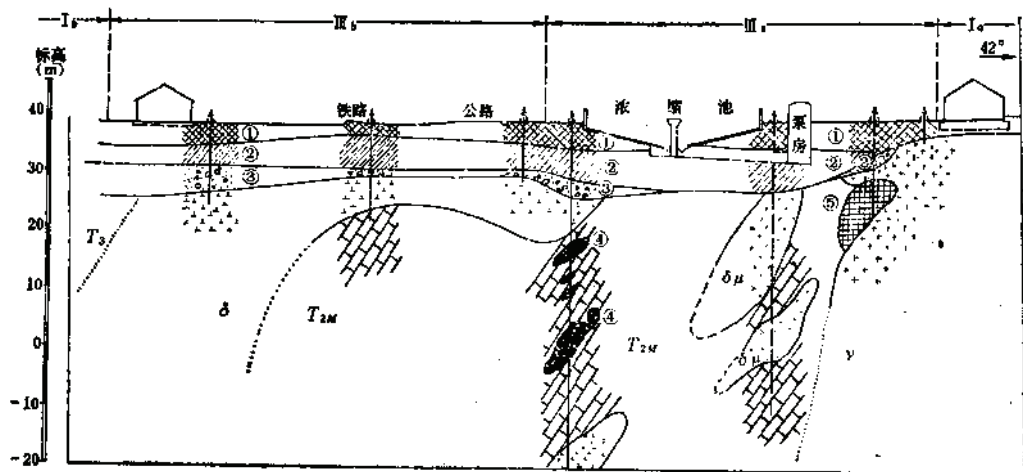


图 3-8-8 程湖铁矿西区典型地质剖面图

①—人工填土; ②—粘性土; ③—砂砾层; ④—溶洞; ⑤—含矿带;
 T_3 —上三叠统蒲圻群砂页岩; T_{2m} —中三叠统嘉陵江组大理岩; δ —闪长岩; γ —花岗岩;
 $\delta\mu$ —岩脉; I_1 、 II_1 —工程地质条件分区编号

8.4.4.2 工程地质勘察问题的提出和任务

1958年开始在东区基建,1968年建成年产原矿150万t的地下开采矿山。矿山设计时,根据总图布置的需要,将相应规模的选矿厂及精矿运输铁路、机修车间及一些民用建筑布置于西区。

东区矿井排水后,在大理岩分布带1700m长度内,产生地面开裂、塌陷、沉降十多处,塌陷最大直径40m。但由于东、西区之间在第23~37号勘探线被一较大规模的闪长岩岩墙阻隔,因此东区矿井疏干排水未引起西区水位的降低,从而地面塌陷的分布也仅限于东区。但在东区建设后,经西区地质勘探证实,矿体的分布已延至西区,这就提出了一旦东区矿体开采结束、西区矿体接替开采时,地面塌陷在整个西区的预测、特别是塌陷对西区已建的重要建、构筑物稳定性影响的评价问题。为此,开展了该矿西区岩溶陷工程地质勘察。

勘察范围分重点区和一般区,其面积分别为0.055和0.23km²。其任务是对重点区内的主要工业构筑物,作出在西区矿井疏干排水影响下的稳定性评价,提出是否搬迁或采取其它安全处理措施的明确结论;对一般勘察区,需查明大理岩的展布范围,并就已掌握的水文地质资料,作出地下水疏干排水时地表稳定性的初步评价。

8.4.4.3 勘察工作

1. 工程地质测绘

一般勘察区比例尺为1:1000,测绘面积1km²;重点勘察区比例尺为1:500,测绘面积为0.055km²。

2. 钻探工程量

共施工89个钻孔,其中用以控制浅部岩溶带的钻孔占50%,其孔深40~60m,揭露大理岩深度40~

50m; 深孔占4%, 孔深为100~200m; 其余浅孔深度为10~30m, 用以控制浅部大理岩界线。以上总计进尺2806m。

3. 水文地质试验

共钻进水文地质观测孔36个, 注水试验1孔1段, 抽水试验2孔3段, 最大水位降深为20.35m。在抽水试验期间进行了经纬仪地面沉降观测。

4. 物探工作

完成的物探工作量计有: 钻孔无线电波透视17对孔、共27条观测曲线、459个物探点; 钻孔声波透视8对孔; 地震剖面2条; 温度示踪和同位素示踪观测共1272个观测点。

5. 水样、土样分析试验

共完成水样分析2件, 土样物理力学试验14件。

8.4.4.4 勘察成果

查明了勘察区内各种地层在平面上的展布、风化程度及深度; 查明了第四系岩性、厚度、物理力学性质; 查明了浅部岩溶发育及充填情况。通过对西区矿井疏干排水人工渗流场的模拟并结合上述资料, 揭示和预测了塌陷对矿区地面稳定性影响的程度(塌陷的分区分区预测见图3-8-9及表3-8-8)。

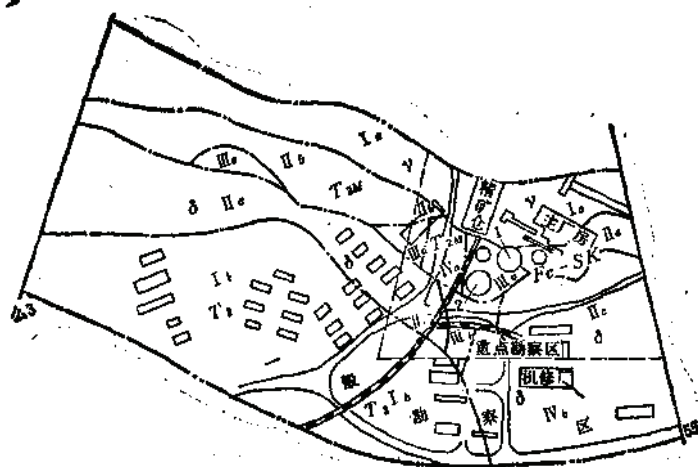


图 3-8-9 程潮铁西区工程地质分区图

1—1号浓缩池, 2—2号浓缩池; I_a~I_c—安全区, I_a~I_c—相对稳定区
II_a~II_c—沉降变形区; II_a~II_c—危险区; T₃—砂页岩;
T_{2m}—大理岩; γ—花岗岩; δ—闪长岩; Fe-SK—砂卡岩

在取得上述成果的同时, 并对重点勘察区各建、构筑物的稳定性和处理措施作出了如下明确结论。

(1) 选矿厂主厂房, 包括球磨车间、过滤车间、浮选车间及运输皮带走廊等建、构筑物, 它们的基础都座落在花岗岩上, 属安全区或相对稳定区, 地表不会产生塌陷, 不需搬迁。

(2) 精矿仓及附属皮带运输廊等构筑物, 其基础亦座落在安全区花岗岩上, 基础稳定, 地表不会产生塌陷, 不需搬迁。

(3) 浓缩池及周围辅助设施,包括两座浓缩池、一座尾矿泵房、一座循环泵房。这些建、构筑物分布于沉降变形区Ⅲ内,该区基底岩石为大理岩,虽风化破碎,裂隙、岩溶发育,但被粘土物质充填,渗透性差,一般不会产生塌陷,但可能出现沉降和开裂,其变形规模不会太大。1号浓缩池可能发生角度很小的倾斜,但不致影响上部运转部分的结构;2号浓缩池也可能发生倾斜,倾斜角将较前者大,可能影响其正常运转;砂泵房为一直径7m的混凝土总体圆筒,下部基础基岩为大理岩,如发生沉降,将是相对均匀的,对其稳定影响不大;循环泵站及水池等处,构筑物基础或墙壁将出现开裂,安全作业将受到影响。

(4) 通往精矿仓的铁路,其下伏基岩为闪长岩、大理岩和花岗岩。主要地段处在沉降变形区Ⅲ和危险区Ⅳ地带,工程地质条件较差,局部地段可能产生塌洞及沉降。为此建议在西区疏干、排水阶段加强观测,严格控制火车运行,出现问题后立即处理。但该区已产生的塌洞、沉降规模不会太大,容易处理,对铁路运输不会有较大的影响。

(5) 铸造车间、风动车间、热处理车间、仓库等建、构筑物,地处安全区Ⅰ及相对稳定区Ⅱ。西区疏干、排水时对其稳定性影响很小;锻压车间、铆焊车间、办公室、仓库等建、构筑物地处沉降变形区Ⅲ内,区内将出现不均匀沉降、开裂;机修车间、电器车间及仓库等建、构筑物处在危险区Ⅳ内,其稳定性较差,可能在局部地段出现塌陷。因这些建、构筑物位于重点勘察区之外,建议进行补充勘察后,对其稳定性再作进一步评价。

8.5 地面塌陷的防治

8.5.1 塌陷防治的基本要求

作好岩溶矿区地面塌陷的防治工作,是提高矿山设计质量、保障矿山建设效果的重要因素。要作好地面塌陷的防治,必须在掌握矿区和区域塌陷规律的前提下,对塌陷作出科学的评价和预测。

在地质勘探阶段,应该作出矿床疏干排水后地面塌陷可能性、塌陷程度、分布范围及其对开采影响的结论,同时要提交矿区和区域塌陷预测图;在塌陷的工程地质勘察阶段,要在指定的勘察区内,对以上诸方面的问题作出更确切的进一步评价和预测,同时明确指出塌陷对该范围内已建和待建的建、构筑物稳定性的影响程度,并提出具体处理措施的建议。

在岩溶塌陷矿区开展矿山设计之前,应当仔细、认真分析以上塌陷评价和预测资料,判断其结论和根据是否可靠,能否作为设计的依据。然后再结合矿山建设各方面的设计要求,并配合其它专业,来衡量塌陷对矿床开采、总图布置和其它工程设计的具体影响,并考虑能否提出在确保矿山建设所要求的经济效益和安全生产的条件下,克服塌陷危害的可靠处理措施。为此要特别注意如下两点:

岩溶塌陷矿区附近是否存在地表水体,在疏干排水后,塌陷是否会发展到水域区。在这一情况发生后,地表水对矿山的危害程度如何,矿区河溪是否存在将其改道至非塌陷区的条件,如果不具备这一条件,采用其它治理措施后,能否保证矿山的安全开采。

当矿区及区域存在已建重要工厂、大中型水库、国家主干铁路、居民集中的城镇建筑群时,要十分认真、仔细地研究矿床疏干排水后,塌陷对这些建、构筑物的安全是否具有威胁,威胁的严重程度,设计能否制定出消除这些威胁的可靠措施。

如对上述塌陷防治中最重要的两点,在设计中考虑欠周或处理不当,就可能给矿山建设带来严重困难;对小型矿山或盈利不大的矿山,则可能因此被迫下马而造成投资浪费。

程潮铁矿西区场

项 目		安 全 区		相 对 稳	
		I _a	I _b	I _a	I _b
位置及地形地貌特征		勘察区北部山坡、山顶地带	勘察区南部及西南部山坡丘陵地带	重点勘察区14勘察线以东山坡及坡脚地带	一般勘察区北部山坡地带(标高48m以上)
第四系	岩 性	亚粘土夹碎石	亚粘土夹碎石	亚粘土夹碎石	亚粘土夹碎石
	厚度(m)	0.5~6	一般1~5 最厚5~12	0~2	1~5
	容许承载力(Pa)	$(1.8\sim2.2)\times 10^5$	$(1.8\sim2.2)\times 10^5$	$(1.8\sim2.2)\times 10^5$	$(1.8\sim2.0)\times 10^5$
下伏岩石名称		花岗岩	砂岩或页岩	含矿砂岩风化层	铁矿,下部大理岩
水文地质条件	岩溶发育情况及岩石富水程度	浅部含风化裂隙水,水量较小,隔水层	浅部含少量裂隙水,隔水层	含水微弱,局部可视为隔水层	含岩溶水
	地下水位标高(m)	43~47	36~38	40~46	40以下
	单位涌水量(L/s·m)			0.0009	
	渗透系数(m/d)			0.022	
岩石风化程度	全风化程度及深度(m)	砂状,碎块状,一般为1~3	土状、砂状,一般为3~8	泥土状25~45	块状、砂状3~5
	半风化程度及深度(m)	裂隙状,岩石破碎,3~10	块状,10~12	破碎、块状,10~15	破碎状,10~15
地表主要建筑物		选矿厂、主厂房、精矿仓、部分铁路、水池等	部分机电车间建筑物、铁路	磨矿车间东端及选矿厂部分厂房	无建筑物
分区塌陷预测		地下水疏干时,不会产生塌陷	地下水疏干时,不会产生塌陷	地下水疏干时,地表不会产生塌陷或变形	地下水疏干时,一般不会产生塌陷
结 论		建筑物稳定性良好	建筑物稳定性良好	建筑物稳定性较好	建筑物稳定性较好

陷分区预测表

表3-8-8

定 区		沉 降 变 形 区				危 险 区			
I:		II:		III:		IV:		V:	
勘察区东侧及西侧洼地		勘察区中部及11—15勘察线之间的坡降地带		9—14勘察线之间洼地中部		3—10勘察线之间低洼地带		15勘察线东南方向低洼地带	
粘土及亚粘土、轻亚粘土	砂砾石	亚粘土、粘土、轻亚粘土	砂砾石	亚粘土、粘土、轻亚粘土	砂砾石	亚粘土、轻亚粘土	砂砾石	亚粘土、轻亚粘土	砂砾石
5~8	0~4	3~6	4~7	4~8	5~7	5~10	5~8	6~8	5~7
$(1.8\sim2.0)\times 10^5$	2.0×10^5	$(1.8\sim2.0)\times 10^5$	2.0×10^5	$(1.8\sim2.0)\times 10^5$	2.0×10^5	1.8×10^5	$(1.8\sim2.0)\times 10^5$	$(1.8\sim2.0)\times 10^5$	1.8×10^5
闪长岩		大理岩		上部为厚度较薄的闪长岩，下部为大理岩		大理岩		上部为超覆的闪长岩，下部为大理岩，局部出现“天窗”	
浅层含少量裂隙水，下部为隔水层		岩溶发育，多被充填，上部含水较弱		闪长岩含裂隙水，大理岩含岩溶水，相互间有水力联系		岩溶发育，富水性中等		岩溶较发育，富水性较强	
38~39		38		38		38		38~40	
		0.119				0.179			
		0.3806				0.5196			
土状、砂状，5~8		泥土状，25~35		土状，3~8		土状，2~3			
破碎状，10~15		破碎状，10~15		破碎状，10~15		破碎状，8~12		块状，15	
机电车间部分建筑物及矿区生活区宿舍、铁路等		浓缩池、砂泵房、铁路等		铁路及机电车间部分建筑物		食堂、铁路、水池等		机电车间部分建筑物	
地下水疏干时，地表不会产生塌陷及变形		地下水疏干时，局部地段可能产生沉降		地下水疏干时，局部地段可能产生沉降，但规模较II区小		局部地段可能会产生塌陷或沉降		局部地段可能会产生塌陷或沉降	
建筑物稳定性较好		出现沉降地段需作处理		局部地段需作处理		需作处理或建筑物搬家		处在重点勘察区外，需作补充勘察工作	

目前对塌陷的成因、形成的基本规律的研究和塌陷防治措施的实践经验尚不充分,塌陷的防治技术也很不成熟,还未能找到根治的方法,但可将塌陷控制在一定范围之内,使塌陷程度减轻,危害程度减弱。根据我国岩溶塌陷矿山的建设经验,以采取早期预测、预防为主、治理为辅、防治相结合的办法为宜。在早期预测后,采取预防措施是十分重要的;当矿山疏干排水塌陷产生后,还必须采取各种有效的治理措施。

由于地面塌陷受地形、地貌、地质、水文地质及工程地质条件等多种因素控制,因此在处理方法上,一般应采取综合的防治措施。

8.5.2 塌陷前的预防措施

在塌陷产生前,可根据矿区塌陷预测成果,采取如下预防措施,以防止或减轻其对矿山建设的危害。

8.5.2.1 合理安排矿山建设总体布局

矿山建设总体布局,决定着各生产环节重要建、构筑物的位置,一经施工,发生问题后再重新变更,不仅会使矿山各生产环节的配合失去合理性,而且还会造成极大的浪费和很坏的影响。因此,在这类矿山设计考虑其总体布局时,各专业必须密切配合,才能使制定的总图方案既能保证各环节生产协调配合的需要,又能保证各建、构筑物的稳定性。一般情况下,考虑到深基础处理投资大、施工复杂,岩溶塌陷矿区总图布置时,在经济合理的条件下,往往采取如下处理原则:将不严格受地域影响和对生产起关键作用的重要建、构筑物都尽量设置在不受塌陷影响的安全区;而严格受区域影响的构筑物,则不得不设在符合矿山生产要求的塌陷区内,但需依据构筑物对生产影响的重要程度、该地段预测的塌陷程度和地基工程地质条件,作不同的地基处理,以保证各类构筑物相应要求的安全性。

例如凡口铅锌矿设计时,总体布局就充分估计了矿床疏干、排水后塌陷的严重程度,将一些影响生产和安全的重要建、构筑物如选矿厂、机修厂、汽修厂、矿区总变电所及居民区等都布置在距矿区不远的非塌陷区。由于选矿厂放置在安全区,同时也解决了由矿区通往外部铁路路基的稳定性问题。对生产要求必须置于塌陷区而又不容移动或不容远移的构筑物,则针对不同情况,采取如下一些地基特殊处理措施。

(1)主井、副井利用井筒的钢筋混凝土井颈作井塔基础,井塔和井颈之间用钢筋混凝土倒圆锥壳体结构联结,提升采用多绳卷扬,提升机及其电控设备置于井塔上,避免了一般提升的卷扬机房基础处理困难,同时又利用了井塔的荷重来平衡土层塌陷或错动时产生的推力。

(2)压风机房位置不宜距井口太远,选择在附近土层极薄的凡口河沿岸。基础采用表土开挖,使大平板整体基础落在基底岩石上。

(3)主井至选厂间塌陷区矿石的运输方式采用架空索道。索道支架基础采用沉井或爆破桩施工,直接落于基岩上。

(4)高压配电室及索道装矿站无重型设备,位于塌陷可能发生的狮岭山坡。总图布置时尽量使二者靠近,采用长梁、大平板基础。即使出现直径为1~5m的塌陷,也能保证构筑物的稳定和设备的运转不致受影响。

(5)将风井的风道建成长梁式,其一端嵌入稳固的钢筋混凝土井颈上。扇风机房则以

风道长梁为基础。

(6) 胶结充填搅拌楼和立式砂仓充填站位于表土较厚处, 采用浅井、沉井方法挖至基岩, 使钢筋混凝土基础锚固其上, 将立式砂仓和建筑物通过挑梁落于钢筋混凝土基础。

(7) 一般建筑物如钢筋预制棚、材料库、仓库等, 采用钢筋混凝土圈梁作基础, 使用砖柱或钢柱、木屋架或钢屋架、石棉瓦等轻型屋面, 以使地基下沉时易于处理。

通过该矿二十多年疏干排水强烈塌陷的严重考验, 上述各建、构筑物的稳定性及设备的正常运转未受到丝毫影响, 保证了矿山生产的正常进行。

8.5.2.2 河流改道引流

我国南方降雨量大, 水系发育, 有相当多的岩溶充水矿床附近都有河流、水溪分布。这些河溪一般流量不一定大, 但洪水期流量猛增, 易造成洪水泛滥, 而矿山疏干、排水时, 又多在地势低洼的水系及其洪泛区产生塌陷, 甚至发展成为塌陷群, 常引起河水倒灌, 对矿井构成严重威胁。矿山设计时, 对矿井安全威胁极大的河溪, 在技术上可能、经济上合理的条件下, 应将其改道引至非塌陷区, 以彻底消除河水通过塌陷对矿井的威胁。而对那些暂时还难以肯定其威胁程度的河溪, 则可待矿井疏干塌陷以后, 视塌陷的具体情况采取其它措施去处理。

8.5.2.3 修建调洪水库

当矿区河流流经塌陷区, 对矿井威胁严重, 但地形条件不利于河流改道, 可考虑在矿区河流上游修建调洪水库。通常这种防洪措施牵涉面广、工程投资大, 因此应通过详细技术经济比较确定。

8.5.2.4 修筑特厚防洪堤

我国南方一些岩溶矿区附近, 有的分布着大型湖泊, 如长江中下游一带的铜矿、铁矿区。在这类矿区, 洪水期水域便逼近开采部位, 湖底塌陷后, 就可能严重威胁矿井安全。由于受地质条件的限制, 堤坝轴线位置多无法选择在不塌陷的稳定地基上, 修筑一般的防洪堤又不能可靠地保证防洪堤的稳定性。如整体开挖堤下松散层, 因土层厚度较大, 工程十分艰巨。这类矿山在露天开采条件下, 可考虑将露天剥离的粘性土作堆堤材料, 尽量加大堤的宽度(例如增大到50m以上)。这样, 相对于一般防洪堤而言, 便增加了抵抗塌陷的能力, 同时一旦在堤下出现规模不大的塌陷时, 也可为抢救工作提供较好的条件。

8.5.2.5 控制地下水位下降速度和防止突然涌水

矿井突然涌水或地下水位急剧下降时, 地面塌陷程度和规模将增大许多, 因此在矿山基建和生产期间, 应当采取措施防止这一情况的产生。

以静储量为主、岩溶比较发育、富水性不强的岩溶充水矿床, 一般不采取正规预先疏干措施。对此类矿床, 在基建一开始, 就应采取措施防止井巷掘进过程中的突然涌水, 同时控制矿井涌水量, 使静储量在比较长的期限内较均匀的排除。如大广山铁矿、铜山岭铜矿等, 这些矿山涌水量都不大, 在矿山基建过程中, 虽然经过2~3年排水, 由于涌水量小、水位降低缓慢, 并未出现地面塌陷。但在矿井突然涌水时, 尽管突然涌水量并不太大, 却引起了地下水位急剧下降, 地面产生了较大范围的塌陷。

以动流量为主、岩溶发育、富水性强的岩溶充水矿床, 虽然一般都采取预先疏干措施, 但也存在突然涌水的可能性, 因此在基建初期, 也应采取预防措施。此外还可按照采矿对水位降低的要求, 拟定合适的疏干进度, 以控制基建期间地下水位下降速度, 同时

避免地下水位大幅度频繁升降。

8.5.2.6 建造防渗帷幕

有条件建立注浆防渗帷幕的岩溶充水矿床,采用防渗帷幕既能防止被保护的开采区充水或大量的减少采区涌水量,又能防止或减轻地面塌陷的程度。目前国内已施工的注浆防渗帷幕主要是用于防治矿井涌水,而对个别涌水量不大、地面塌陷危害严重的矿山,则主要是为了防止地面塌陷,保护矿山工业与民用建筑物的安全。

由于防渗帷幕工程量大,而且必须具备建幕的边界条件,因此采用构筑防渗帷幕的方法防止或减轻地面塌陷时,要求有相当好的堵水效果,才不致引起幕外地下水位明显下降。为此必须进行可行性研究,以保证堵水方案技术上可行,经济上合理,以期达到建幕的目的。

8.5.2.7 堵塞浅部岩溶通道

地下水只有通过浅部岩溶通道,才能把上覆盖层颗粒迁往它处,没有这样的岩溶裂隙通道,地下水流将难以发挥其潜蚀淘空作用。因此,堵塞浅部岩溶通道,将能有效地防止地面塌陷的产生。浅部岩溶可采用物探、钻探等手段探查,堵塞的办法可采用水泥注浆法。

8.5.2.8 建立地面塌陷监测网

地面塌陷监测是为了掌握在矿床疏干排水时,地面产生沉降、开裂及塌陷的情况,藉以揭示矿区地面塌陷产生的规律,从而为塌陷的进一步预测和防治提供依据。监测网(点)布设的一般原则及观测内容和要求如下。

1. 观测网(点)布设原则

- (1)在塌陷的预测区及可疑的预测区内,均应考虑布设观测网点;
- (2)对暂时不能搬迁的工农业设施(工业建筑物、铁路、桥梁、堤坝等),分别建立地面变形、开裂的监测网,作为重点观测地段;
- (3)对塌陷预测区内的水体,应布置观测网点,监测地面沉降、开裂及塌陷引起水体倒灌的可能性;
- (4)地面塌陷观测网(点)的布设,应与地面长期观测孔(网)的布置密切结合。

2. 观测内容及要求

1) 地表沉降、水平位移及倾斜观测

对于工业与民用建(构)筑物,应按建筑群或建筑物轮廓布点,测点可以按主要基础和节点布设。观测工作应取得地表沉降、水平位移的资料,用以监测建筑物的变形破坏发展情况,为搬迁或加固处理提供依据。

2) 开裂塌洞观测

一般内容应包括地面开裂、塌洞产生的时间、地点、规模、形态及发展速度等,要对塌洞进行统一编号、登记并表示到塌陷分布图上,建立地面开裂、塌洞技术档案。

3) 钻孔水位观测

地面沉降、开裂和塌洞是由于降低地下水位引起的,因此在组织地面塌陷监测、确定观测内容时,必须同时进行钻孔水位观测,以求揭示地下水位下降和地面塌陷二者的关系。

8.5.3 塌陷后的治理措施

矿床疏干排水产生塌陷后,应及时治理。归纳我国在这方面的实践经验,有如下几种措施。

8.5.3.1 塌洞回填

岩溶矿区产生的塌洞,原则上都应当及时回填,回填的方式主要有如下两种。

1. 一般回填法

当塌洞底部未暴露基底岩溶洞口时,最好先采用废石(块石、碎石)充填塌洞下部空间,上部再填以粘性土并予以压实。回填后最好稍高于塌洞周围地面,见图3-8-10。回填塌洞之所以要求在下部充填块石、碎石,是为了让它们在潜蚀的继续作用下,梗塞下部基底岩溶通道。当这些块石、碎石堆积自然形成反滤层后,细颗粒不易通畅地向下迁移。一般回填法比较简单,其缺点是塌洞容易“复活”。

2. 清基回填法

当塌洞底部基底岩溶口露出时,在可能的情况下,应尽量采用此种回填方法。首先对基岩底稍作清理,再视溶洞口规模大小,用块石、废坑木、废钢轨等作支撑,然后用混凝土浇灌,严实封闭岩溶洞口,最后用粘性土充填、压密塌洞上部空间,见图3-8-11。这种回填方法效果最佳,因在塌洞底部封闭了基底岩溶对盖层潜蚀的通道,消除了塌洞在

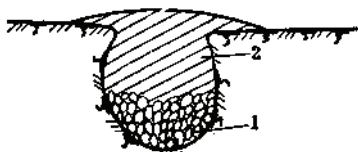


图 3-8-10 一般回填示意图

1—块石、碎石; 2—粘性土

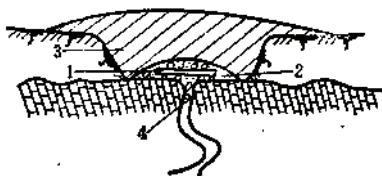


图 3-8-11 清基回填示意图

1—废坑木或废钢轨; 2—混凝土;
3—粘性土; 4—开口岩溶

该处重新产生的基本条件,一经回填,再也不可能“复活”。产生于河床及其两岸和地势低洼等与地表水关系密切的塌洞,当基底岩溶暴露时,应当千方百计地采用这种回填方式。

如塌洞发生在水下,就会引起地表水的倒灌。抢险回填时,在可能的条件下,可先用临时简易土堤将河水引开,然后迅速回填。河水流量较大无此条件时,可先用大量捆绑并连结在一起的柴把、草束等沉入塌洞,使之足以形成“骨架”,然后再投填块石、土包(草袋、麻袋盛土),当吸水强度大大减弱后,再填土。

8.5.3.2 河流局部改道与河槽防渗

在不少岩溶矿区,位于预计塌陷区的河床,往往不具备将其改至非塌陷区的条件。矿山设计阶段,很难确切预计矿山疏干排水后塌陷对河流各地段的破坏程度和对矿坑充水的影响程度。为对河流作出切合实际的治理,往往只好将这一工作留待以后进行。当矿井排水使塌陷问题得到充分揭露后,即可根据各具体情况作不同的处理。例如,可将塌陷最严重、对矿井威胁最大的河段局部改道至塌陷程度较轻的地段;在塌陷严重、河曲发育的地

段,可将河流裁弯取直;还可采用渡槽的形式代替被改河段,使槽墩落在稳固的基底岩石上,等等。新改河床一般应对其作防渗处理(我国矿山一般采用粘土、三合土、混凝土,个别矿山采用钢筋混凝土)。盖层厚度较薄时,可剥离河段盖层,用混凝土严密封闭基底面上的开口溶洞和裂隙,再铺以适当的防渗材料。以下是几个矿山河流局部改道、防渗的实例。

(1)水口山铅锌矿桥头塌陷区,在普家溪塌陷严重的一段,修建了一条长280m的河道,河床采用三合土防渗,在河道基底岩暴露处用乱石回填并灌浆,其上再用钢筋混凝土板加固。改河断面结构见图3-8-12。三合土防渗河道的优点是具有较好的抗变形能力,而且当其再次被塌陷破坏后,相对于刚性的混凝土河道,比较容易修复。

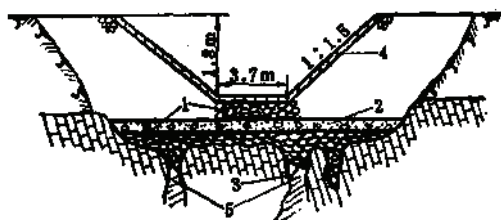


图3-8-12 水口山铅锌矿普家溪改河断面结构示意图

1—灌浆乱石层(厚0.3~0.5m); 2—钢筋混凝土板(厚0.2m); 3—堵塞开口岩格用的废弃物;
4—三合土层(厚0.3~0.5m); 5—开口岩格

(2)酒顶铅锌矿在矿区南及西南部酒顶河床受塌陷威胁的长度达3703m,河床塌陷后,河水与矿井间发生了直接贯通,矿山对河流采取了局部改道的措施。至1982年为止,改道长度共计1313m,局部河段砌筑了钢筋混凝土,取得了一定效果。1978年降雨量大于1977年,而自流疏干工程在1978年度的涌水量反而比1977年减少43.8%(1978年3月雨季之前改道新河二段修筑完毕)。但由于新河床未修筑在基底岩石上,即便是钢筋混凝土河床,在一些地段仍然遭到了新生塌陷的破坏(苏联北乌拉尔铝土矿也出现了与此类似的情况)。

(3)斗笠山煤矿河水对矿井充水的威胁也很大。该矿在塌陷破坏河床的治理时,对河段下伏盖层厚度较薄(2~3m)、河流流量较小的地段,采用剥离清基,再铺盖水泥砂浆或采用架设渡槽(槽墩建立在稳固的基底岩石上,然后在槽墩上建造石拱,在石拱上铺设渡槽)。矿山用这两种方式整治了泉塘塌陷区的泉塘小溪和五一塌陷区的丁家冲小溪,总共治理河道1200m。泉塘小溪渡槽见图3-8-13。当河水流速较大,不具备采用上述两种治理方式的条件时,则采用河流局部改道裁弯取直的方式。该矿龙碛塌陷区的龙碛河的整治即属此例,见图3-8-14。此项工程从1976年开始施工,至1979年完工。改河断面泄洪流量 $88\text{m}^3/\text{s}$,全长524m,工程投资60余万元。投入使用后河水漏失量减少了 $599\sim 2119\text{m}^3/\text{h}$ 。

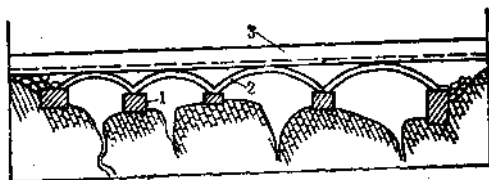


图3-8-13 斗笠山煤矿泉塘小溪渡槽示意图

1—槽墩; 2—石拱; 3—渡槽

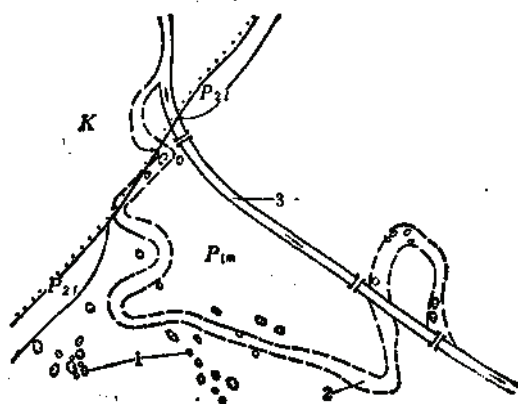


图 3-8-14 斗笠山煤矿龙沱河局部改造示意图

1—塌陷；2—原河床；3—新改河床；

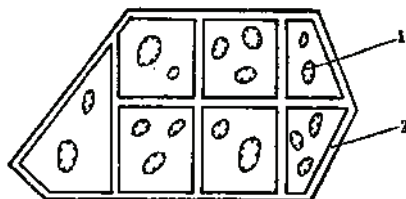
 P_{1m} —茅口灰岩； P_{2l} —龙沱煤组； K —白垩系地层

图 3-8-15 网格提示意图

1—塌陷；2—土堤

8.5.3.3 疏通河道

对塌陷区的河流，除采取有效的防渗措施外，为了增大泄洪能力、保持河道通畅，采用人工疏浚的方法，加大水力坡度，扩大过水断面，以减少塌陷区河水下渗。例如水口山铅锌矿在新河道下游疏浚河道200m以后，使泄洪能力提高了50%，减轻了洪水通过塌陷对矿井的危害。

8.5.3.4 修堤拦洪

对河床两侧及其它地势低洼部位的塌陷区，可修筑防洪堤，以阻止洪水侵入。为了有效地控制洪水，防止因堤下基础不稳或由于溃堤而导致大片塌陷区被淹带来的灾害，可考虑采用网格状堤，如图3-8-15。

8.5.3.5 修沟引流和排放积水

在地势较低的塌陷区外围，可因地制宜地开挖横截地表径流的沟渠，以避免降雨汇流进入塌陷区；在地表积水并有可能通过塌坑增大矿井涌水量的地段，应开沟疏导引流，排除积水，以减少地表积水渗漏激化潜蚀作用。例如凡口铅锌矿在东部地势低洼塌陷区以北沿山脚开挖了防洪沟1800m，在水草坪积水区开挖了导水沟，都取得了较好的效果。

我国部分岩溶矿山防治塌陷的方法实例见表3-8-9。

我国部分岩溶塌陷矿山塌陷防治方法实例表

表 3-8-9

防 治 方 法		矿 山 名 称	
塌陷产生前的预防措施	合理安排矿山总体布局	凡口铅锌矿	
	将河流改道,引出塌陷区以外	凡口铅锌矿	
	在矿区河流上游修建调洪水库		
	修筑特厚防洪堤		
	降低疏干强度、防止突然涌水、控制地下水位下降速度	凡口铅锌矿	
	建筑防渗帷幕	水口山铅锌矿、铜山岭铜矿	
	堵塞浅部岩溶通道		
	建立地面塌陷监测站	凡口铅锌矿、鸡笼山铜矿等大部分岩溶塌陷矿山均已采用	
塌陷产生后的治理措施	漏洞回填	一般回填	洞顶铅锌矿、凡口铅锌矿、水口山铅锌矿、柏坊铜矿、石炭铜矿、鸡笼山铜矿、铜录山铜矿、斗笠山煤矿等
		清基回填	凡口铅锌矿、水口山铅锌矿、洞顶铅锌矿、斗笠山煤矿、大通煤矿、恩口煤矿、桥头河煤矿等
	河流局部改道防渗	新河床用三合土防渗	水口山铅锌矿
		新河床清基铺水泥砂浆防渗	斗笠山煤矿、恩口煤矿、煤炭坝煤矿
		新河床用浆砌块石防渗	凡口铅锌矿
		新河床采用渡槽	斗笠山煤矿
		新河床采用钢筋混凝土防渗	洞顶铅锌矿
		一般土堤	铜录山铜矿、水口山铅锌矿、煤炭坝煤矿、斗笠山煤矿、合山煤矿、鸡山煤矿
		网格状土堤	水口山铅锌矿
	修堤拦洪	疏通河道	水口山铅锌矿
		修沟引流、排放积水	凡口铅锌矿、洞顶铅锌矿、斗笠山煤矿、煤炭坝煤矿

第九章 矿井突然涌水的预测与防治

编写单位 长沙有色冶金设计研究院

化学矿山规划设计院

编写人 罗良经 孙增辉 陈白桥

矿井突然涌水的预测和防治,其工作范围很广。虽然在矿山建设的设计、施工和生产各阶段,其工作内容有所不同,但各阶段的工作紧密相关、缺一不可。一般地说,设计阶段突然涌水的预测和防治工作是其后各阶段工作的基础,而后者则是前者的继续、补充和深化。因此,要在一个具体的矿山获得良好的预测和防治效果,就必须协调矿山建设各阶段与此有关的各项工作并作出统一安排。为达到这一目的,本章也介绍了某些属于基建和生产阶段的工作内容,虽已超越了设计阶段的工作范畴,但有利于设计水文地质专业了解、掌握这些内容,以便更好地为矿山建设服务。

1 矿井突然涌水的危害及防治突然涌水的有关规定

9.1.1 突然涌水的危害

突然涌水是井巷通过岩溶、裂隙、断层等导水通道与各种含水层、含水体沟通所发生意外的突水事故。由于事先对这样的突水无准备,必然会对矿井造成不同程度的危害,轻者可能在短期内影响施工和安全,重则会使矿井淹没并造成人员伤亡,特别是发生于生产时期的特大型恶性突水事故,其损失将十分惨重。例如在旧中国发生于1935年5月13日鲁大公司北大井(今淄博矿务局北大井)特大型突水事故,突水量高达 $26580\text{m}^3/\text{h}$,突水后一小时淹没了第三阶段,三天后全矿淹没,造成大批矿工伤亡,矿井长期停产。

发生于基建期间的淹井事故,其经济损失较轻,也比较容易恢复,但容易酿成人员的伤亡。生产期间的淹井,其瞬时突水量和突水总量一般都比较大,矿井恢复比较困难,矿井积水排除后,设备修复、清理工作量大,矿井彻底恢复一般多需要较长的时间。

三十多年以来,我国在矿井突然涌水的预测和防治方面已取得了很多成功的经验,但淹井事故仍时有发生,表3-9-1列出了我国部分矿井淹没实例及危害情况。

9.1.2 防治突然涌水的有关规定

9.1.2.1 国家规定

据国务院1982年2月23日颁布的《矿山安全条例》,对防治矿井突然涌水的有关规定是:

(1) 每个生产矿井,至少要有两个独立的能上下人的直达地面的出口。各个生产中

我国部分矿井淹没实例及危害情况表

表 3-9-1

矿山名称	突水日期 (年、月、日)	突水时矿山 建设阶段	突水点位置	突水量 (m ³ /h)	突水原因或突水水源	突水危害
1	2	3	4	5	6	7
石嘴子 铜矿	1952.12.23.	生产	150m阶段	4080~ 5520	巷道岩壁被水压破, 溶洞沟通河水	矿井淹没, 坑内设备、仪器全部损失, 停产2年零3个月
叶花香 铜矿	1970.6.	生产与基建 交接阶段	第3阶段	2600	巷道遇岩溶含水带 突水, 地面塌陷, 河水渗入	矿井淹没, 突水时泥砂大量涌入, 影响生产半年多
柏坊铜矿	1975.12.26.	生产	-130m阶段	10000	巷道掘进炸穿一条 断层, 沟通大型岩溶裂隙突水	淹没三个阶段, 影响生产半年以上
香花岭	1966.11.	基建	566m标高	500	斜井掘进遇西部暗 河, 大量泥砂涌入	淹没两个阶段, 泥砂涌出万余 m ³ , 415m阶段全部被泥砂充满
铜矿	1968.5.17.	基建	484m阶段	30000	本阶段揭露中部暗 河, 暴雨后突然涌水	涌水由平硐口冲出, 冲毁硐口 维修车间的平房, 毁坏农田 13333m ²
鸡笼山 铜矿	1983.5.4.	基建	-40m阶段	6180	巷道工作面炮眼遇 溶洞, 岩壁被水压破, 大量泥石流涌出 约15分钟	淹没两个基建阶段, 地下水升 至静止水位, 影响基建时间约半 年
水口山 铅锌矿	1968.7~9月	生产		2600	雨季洪水淹没塌陷 区, 使矿井涌水量激增	每次塌陷区被洪水淹没后都使 矿井涌水量增加很多, 正常生产 难以保证
大广山 铁矿	1978.2.28	基建	-160m阶段	343	工作面炮眼遇岩溶 裂隙涌水, 水压 19×10^5 Pa	全矿淹没
张马屯 铁矿	1967.	基建	斜井	520	奥陶系灰岩含水层 突水	淹没-240m阶段
利国铁矿	1980.9.4.	生产	洞山四坑 -90m阶段	4000	巷道工作面遇导水 构造突水	淹井停产
金岭铁 矿铁山 矿区	1960.11.	基建	-7m阶段 运输大巷	1274	巷道遇奥陶系灰岩 突水, 第四系砂砾含 水层参与补给	淹井停产
梅山铁矿	1969.11.3.	基建	付井石门	300	工作面遇未查明的 大型张性裂隙突水	淹井停产

续表

矿山名称	突水日期 (年、月、日)	突水时矿山 建设阶段	突水点位置	突水量 (m ³ /h)	突水原因或突水水源	突水危害
1	2	3	4	5	6	7
乐华锰矿花亭矿区	1963.10.10.	探矿、基建 结合阶段	-75m阶段	7800 ~11700	巷道工作面为松软 变质岩,被顶板岩带 含水层水压(9.5×10^5 Pa)鼓破突水	淹没两个阶段,矿山停建
凡口铅 锌矿	1965.12.19.	基建	0m阶段	4850	巷道工作面岩石被 水压(约 8×10^5 Pa) 鼓破突水	淹没三个阶段,突水时泥砂涌 出约10000m ³ ,影响基建时间半 年以上
新桥硫 铁矿	1975.12.3.	基建		600	巷道揭露充水断层 突水	淹没矿井,影响基建时间3个 月
阳春硫 铁矿	1981.10.2.	生产	-20m阶段	1750	降雨后地表水经岩 落地面塌陷(排水产 生的塌陷)灌入坑内	矿山停产
向山硫 铁矿	1963.	生产	地面洪水由崩 塌区进入采场		流洪隧洞堵塞,洪 水冲破防洪堤,进入 采场崩落区	全矿停产
泗顶铅 锌矿	1976.5.	生产	280m疏干 平硐	52164	日降雨量164mm, 河床发生塌陷,河水 与矿井直接贯通	淹没疏干平硐以下三个阶段, 停产4个月
复州湾 粘土矿 罗山坑	1969.2.14.	生产	-105m阶段	4800	地下水鼓破老道岩 石突水	全矿淹没,停产两年
开滦矿 务局范 各庄煤矿	1984.6.2.	生产	-300m阶段 21712工作 面	54960	奥陶系石灰岩陷落 柱突水	矿井淹没,全矿停产,而且危 及相邻的两个矿井的生产
焦作矿 务局中 马村煤矿	1958.10.28.	基建	井下机电车库	1500	底板承压水使巷道 发生底鼓突水	淹井达八年之久
煤炭坝 煤矿竹 山塘矿井	1968.8.12.		-42m阶段	1400	底板承压含水层突 水	矿井全部被淹,影响生产263d, 直接经济损失约233万元
南岭煤矿	1975.10.19.	生产	-166m阶段	11000	工作面放炮后底板 灰岩水突入矿井	全矿淹没,影响生产时间一年 多

段(水平)和各个采区(采场、盘区),至少要有两个能上下人的出口与直达地面的出口相通。各主要巷道的岔道口都必须设置路标,指明通往出口的方向。

(2)在水体下面或有热水涌出条件下开采时,必须编制专门设计,报经矿山企业主管部门批准。

(3)在矿井或露天矿的开采中,设计规定保留的矿柱和岩柱在规定保留的期限内不得开采或破坏。露天矿的采剥和排土作业,不得给深部或邻近矿井造成水害;矿井开采,也不得破坏邻近露天矿的防水治水工程。

(4)在矿山建设和生产期间,必须建立防水排水系统,防止地表水渗入露天采场或灌入井下。

(5)井下采掘作业遇到下列情况时,必须探水前进:

接近含水的断层、流砂层、砾石层、溶洞或陷落柱时;

附近有与地表水体或与钻孔相通的地质破碎带时;

接近积水的老窑、旧巷或灌过泥浆的采空区时;

发现有出水征兆时;

掘开隔离矿柱或岩柱放水时。

(6)井下探水放水和排除被淹井巷中的积水,必须有防止被水封住的有害气体突然涌出造成事故的安全措施。

(7)水体下面禁止开办社队矿山。

9.1.2.2 冶金工业部规定

冶金工业部1980年12月25日颁布的《冶金矿山安全规程》有关规定摘录如下:

(1)必须搞清矿区及其附近地表水系统和受水面积、河流沟渠汇水情况、疏水能力、积水区和水利工程情况,以及当地降雨量、历年最高洪水位,并结合矿区特点建立和健全防水、排水系统。

(2)矿井(竖井、斜井、平硐等)井口的标高,必须高于当地最高洪水位1m以上。

(3)矿区及其附近积水或雨水有侵入井下的可能时,须根据具体情况,采取以下措施。

容易积水的地点要修筑泄水沟,泄水沟应避开露头、裂缝和透水岩层。不能修筑沟渠时,可用泥土填平压实。范围太大无法填平时,可安装水泵排水;

矿区受河流、洪水威胁时,应修筑防水堤坝;

漏水的沟渠和河流,要及时防水、堵水或改道;

排到地面的井下水,应引出矿区;

雨季应设专人检查矿区防洪情况;

地面塌陷、裂缝区的周围,应设截水沟或挡水围堤;

因井下疏干放水有可能导致地表塌陷时,应在放水前将塌陷区的居民迁走、公路改道。否则,不能进行疏放水。

(4)矿山地质测量部门,必须调查核实矿区范围内的小矿井、老井、老采空区、现有生产井中的积水区、含水层、岩溶带、地质构造等详细情况,并填绘矿区水文地质图。要查明矿坑水的来源,掌握矿区水的运动规律,摸清矿井水与地下水、地表水和大气降水

的水力关系,判断矿井突然涌水的可能性。

(5) 在积水的旧井巷、老采区、江、河、湖、海、沼泽、含水层、岩溶带和流砂层等附近开采时,应留出防水矿柱或划出安全地段,制订预防突然涌水的安全措施后,方可采矿。矿柱或安全地段的尺寸,应根据地质构造等情况在设计中具体规定。

(6) 水文地质条件复杂的矿山,对接近水体或可疑地段,必须坚持“有疑必探,先探后掘”的原则。探水眼的位置、方向、数目、孔径、每次钻进深度和超前距离,应根据水头高低、岩石结构与硬度等条件在设计中规定。

(7) 探水前应做好下列准备工作:检查钻孔附近坑道的稳定性;清理巷道、准备水沟或其它水路;在工作地点或附近安装电话;巷道及其出口要有照明和便于人员通行的道路;对断面大、岩石不稳、水头高的巷道进行探水,应有经总工程师批准的安全措施计划。

(8) 在通往含水带、积水区、放水巷和有突然涌水可能的巷道里,应在巷道的一侧悬挂绳子或利用管道作为扶手,并在岩石稳固地点建筑有闸门的防水墙。闸门要向来水方向打开。防水墙的位置、数量及结构由设计确定。

(9) 相邻的矿井或矿块,如其中一个有涌水危险,应在矿井或矿块间留出隔离安全矿柱,岩柱尺寸由设计确定。

(10) 打探水眼时,如发现岩石变软(发松),或沿钻杆向外流水超过正常打钻供水量等现象时,必须停止打钻。此时,不得移动钻杆,除派专人监视水情外,应立即报告矿总工程师采取安全措施。

(11) 在掘进工作面或其它地点发现有透水预兆,如工作面“出汗”、顶板淋水加大、空气变冷、发生雾气、挂红、水叫、底板涌水或其它异常现象时,必须立即停止工作,报告矿总工程师,采取措施。如情况紧急,必须立即发出警报,撤出所有受水威胁地点的人员。

(12) 探水、放水工作应由有经验的工人根据专门设计进行。放水时,应按照排水能力和水仓容积控制放水量。

(13) 为预防被水封住的有害气体逸出伤人,在进行排水的被淹井巷、探水和放水工作地点,必须事先搞好通风安全措施,并使用防爆照明。

(14) 凡受地下水威胁的矿山,应考虑采用矿床疏干措施[●]。井巷开拓过程中,应先进行水仓、水泵房施工,然后方可进行疏干工程施工。在专门的截水、放水巷道的前方应设置防水闸门。闸门应定期维修,以确保其经常处于良好状态。

9.2 突然涌水的预测

9.2.1 突然涌水的特征

我国一些矿山突然涌水有如下基本特征:

(1) 与地下水源有关的较大突水事故多发生于岩溶充水矿床,也有个别情况发生于

[●] 此处原文为“应考虑矿床疏干工程”。

孔隙或裂隙充水矿床；

(2) 与地下水源有关的淹井事故主要是当水位较高时，井巷沟通水岩溶、裂隙造成的，突水初期瞬时流量极大，而当矿井恢复排水至突水点标高时，其稳定动流量并不大，而对于以静储量为主的矿山，稳定涌水量占最大突水量的比值更小。具体实例详见表3-9-2。

淹井最大突水量与稳定涌水量对比表

表3-9-2

矿山名称	淹井年月	最大突水量 (m^3/h)	排水至突水点标高后的 稳定涌水量(m^3/h)	稳定涌水量占最大突水 量的比值(%)
凡口铅锌矿	1965.12.	4850	708	14.6
柏坊铜矿	1975.12.	10000	156	1.6
鸡笼山铜矿	1983.5.	6180	24	0.4

在我国北方某些直接或间接受中奥陶统岩溶含水层威胁的矿井突水，其稳定涌水量可能很大。

苏联学者曾通过对一些矿井实际资料的统计指出，由地下水引起的突水，其稳定涌水量仅为最大涌水量的5~50%，最大涌水量数值愈大，随着时间的延续，下降得越快，其比值越小。表3-9-3列举了25次不同级别最大突水量与稳定流量的数值及其关系。

(3) 矿井突水时，我国北方矿井泥砂涌出情况较少，而南方矿井泥砂常随突水大量涌出。表3-9-4列出了南方部分矿山突水时泥砂涌出情况。这些泥砂主要来源于岩

最大突水量与稳定涌水量关系表

表3-9-3

突水次数	最大突水量 (m^3/h)	稳定涌水量 (m^3/h)	稳定涌水量占最大突水量的比值(%)	
			变化区间	平均
7	50~100	25~40	30~35	51
10	150~750	25~170	50~5	26
8	1100~3500	75~750	21~6	13

注：此表摘自E.П.Карамзин《巷道透水的治疗》。

溶、裂隙及破碎带充填物，地下暗河沉积物，地面塌陷盖层潜蚀搬运物等等。突水时泥砂大量涌出，这就增大了突水的危害程度。例如增加突水时人员和设备撤退时的困难，增加矿井恢复时清理工作的艰巨性。

(4) 我国南方裸露型岩溶、特别是暗河发育的矿区，由于降雨充沛、暴雨量大，加之垂向漏斗、落水洞发育，因此突水与降雨关系十分密切，突水来势凶猛，衰减很快，而且泥砂含量较大。例如香花岭锡矿1968年5月17日暴雨后，由于484m阶段揭露了中部暗河，矿井出现突然涌水，突水量高达30000 m^3/h ，其值比水文地质勘探报告中预测的正常流量124 m^3/h 高约242倍，这一突水特征在泗顶铅锌矿也有明显反映。由于降雨减弱或中止后，涌水量衰减很快，矿井恢复中的排水工作比较简单。

(5) 当老窿水为突水水源而且具有较大的积水空间时，瞬时突水量将特别大。若老窿水无补给源，放空后突水将终止，矿井恢复比较容易；若补给源水量大，则问题就很复

我国南方矿山突水时涌泥情况表

表 3-9-4

矿山名称	突水年月	突水位置	突水水源	涌泥情况
凡口铅锌矿	1965.12	0m阶段南部放水巷道	岩溶水	突水时水中央带大量泥砂,呈黄褐色,排除矿井积水后,突水阶段及其下-40m阶段巷道泥砂淤积高度约1m,东风井在-60m标高以下全被充填,估计泥砂总量约10000m ³
香花岭铜矿	1966.11	623斜井	岩溶水	斜井揭露西部I号暗河,突水量500m ³ /h,水中含大量泥砂,淹没419和451m阶段。其中451m阶段全被泥砂充填,泥砂总量约10000m ³
建德铜矿	1964.9~ 1977.7	93m、50m、 0m三个阶段	岩溶水	在此期间共发生5次突水,突水量65.4m ³ /h~648m ³ /h,每次突水时,均有泥砂伴随涌出
鸡笼山铜矿	1983.5	-40m阶段脉外巷道	岩溶水	在约15min内突出泥砂水约1542m ³ ,呈泥石流状,泥砂涌出时伴有大块
湘东矿务局路水铁矿	1972.8	清水、路水两矿 南北联络巷	岩溶水	突水量700m ³ /h,突水时大量泥砂涌出,泥砂含量50%~8%,总突水量33000m ³ ,其中泥砂总量8506m ³
冷水江铁厂洪水坪铁矿	1979.10	-160m阶段	岩溶水	突水时大量砂砾夹少量粘土涌出,泥砂涌出总量大于1000m ³
叶花香铜矿	1970.6	三阶段	岩溶水并有河水 经塌陷涌入	突水时有大量泥砂涌入
煤炭坝煤矿竹山塘矿井	1980.9	-90m阶段三 号石门	岩溶水	水压将巷道岩壁(原岩壁曾揭露岩溶裂隙、并突出泥砂)鼓破,突水量100m ³ /h,突出泥砂300m ³ ,其中夹有成吨巨石7~8块,突出之泥砂将巷道拦腰堵塞,切断工作面人员的退路。
煤炭坝煤矿五亩冲矿井	1982.1~4月	-100m阶段东 大巷	岩溶水	发生突水突泥10次,涌出稀泥1946m ³ 。 -100m阶段共发生突泥14处,突泥总量23049m ³

杂。金属和化工矿山老窿突水时,地下水可能具酸性,煤炭矿山伴随突水常有有害气体溢出。

(6)当地表水为突水水源时,突水均以动流量为主,其突水的猛烈程度与地表水体的规模和突水途径的沟通情况密切相关。若地表水体规模大、途径畅通,突水程度就猛烈,突水量可长期不衰。

(7)金属和化工矿山突水淹井事故一般多发生于矿山基建阶段。当井巷工程在高水位的强含水层威胁下掘进时,常常因揭露断层、导水裂隙和开口溶洞等而发生突然涌水,此阶段如果设计的永久泵站尚未投产,仅依靠临时排水设备维持排水,排水能力极其有限,因此更易发生淹井。基建阶段的淹井事故,一般说来,矿井恢复相对比较容易,但由于基建期间地下水位较高、矿井内开拓的储水空间很小,而且很多情况下仅一个安全出口,因

此,在突水量并不特别大、突水时间并不太长的情况下,也可给井下人员的安全撤离造成困难,特别在上阶段突水时,对其下阶段作业工人的安全具有更大的危险性。

9.2.2 突水水源和通道

9.2.2.1 突水水源

矿井突然涌水的主要水源有地下水、地表水、降雨及其径流、老窿水。

1. 地下水

即指储存于强含水层、含水带中的地下水,是矿井突水的主要水源。根据苏联一些矿山的统计资料,在突水事故的总数中,85~90%来自地下水,而其它三种水源只占10~15%。地下水造成突水,主要是当地下水位较高时,由于井巷揭露含水水体通道,地下水静储量突然大量释放造成的。

为便于分析突水因素,可将地下水源分为直接地下水源和间接地下水源。直接地下水源系指与矿体或开拓范围直接接触的含水层,包括直接顶板含水层及直接底板含水层;间接地下水源则是指这些含水层、带与矿体或开拓范围之间有一定厚度的隔水层相隔。根据水源与矿床间的相对位置,可分为间接顶板水源、间接底板水源和间接侧向水源,参见图3-9-1。

2. 地表水源

包括江河、湖海、水库、池塘等天然和人工形成的各种地表水体。

3. 降雨及其径流

系指降雨及雨水汇集形成的水流。其径流量的大小主要决定于降雨强度和汇水面积的大小。

4. 老窿水源

有古代老窿和近代老窿积水。前者分布范围在勘探中难以准确地圈定;后者分布范围和水量一般均有比较精确的测量记录,甚至还可能存有图纸资料,故防范比较容易。老窿水水源可能包括动水量和静水量。一般静水量都比较大,突水危害较大,静水量具体数量主要决定于老窿空间规模的大小。有的老窿、特别是近代老窿除静水量较大之外,还可能具有很大的动流量,对矿井突水的危害更大。

矿井突水水源可能仅由上述一种水源构成,有时也可能有上述两种或两种以上水源的参与。

9.2.2.2 突水通道

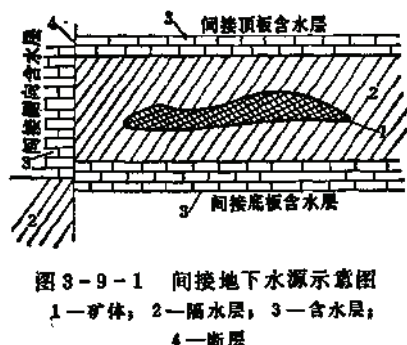
形成矿井突水的通道形式很多,大致可分为如下几类。

(1) 导水构造带:包括导水的断层带、接触带、破碎带、裂隙带等。

(2) 岩溶通道:包括各种形式的岩溶如溶洞、裂隙、暗河、漏斗、落水洞等。

(3) 由抽排地下水引起的地面塌陷:包括塌洞和开裂。当它们与其下基底的岩溶通道相贯通时,便可能构成矿井突水的通道。

(4) 由采矿后顶板岩石移动产生的通道:这些通道在剖面上形成冒落带、导水裂隙带,在平面上形成崩落区。



(5) 未封或封孔质量不佳的钻孔：因钻孔口径一般都不大，这种通道引起的突水规模比较小。

9.2.3 突然涌水的预测

9.2.3.1 预测突然涌水的基础工作

1) 摸清矿区水文地质条件

矿井在基建和生产中是否会发生突然涌水，其危害程度如何？要作出科学的结论，必须首先摸清水文地质条件。这就必须在矿山设计之前，掌握好矿区水文地质勘探和研究程度的尺度，使矿山设计和建设具有可靠的水文地质基础资料；在矿山基建开始以后，直至矿井开采完毕，都必须通过各种测试手段，分析研究在矿井建设和生产中不断取得的新资料，以深化对矿区水文地质条件的认识，监视水文地质条件的变化。

2) 作好矿井突然涌水的基本因素分析

矿井突然涌水必须具备两个基本因素，其一是在矿区必须存在突水水源；其二是在这些水源与矿井之间具有自然条件下或采矿活动后产生的突水途径。如果矿区附近存在突水水源，同时井巷施工或采矿过程中，直接揭露了与这些水源相通的突水通道时，突水便可能发生。一般在其它条件相同的情况下，突水点与水源水位的高差越大、井巷揭露的突水口尺寸越大时，突水规模就越大。

9.2.3.2 不同水源突水的预测

不同的水源突水，可由不同的突水通道引起，见表 3-9-5。

1. 直接水源突水的预测

不同突水通道可能沟通的突水水源表

表 3-9-5

突 水 水 源			突 水 通 道				
			导水构造带	岩溶通道：	岩溶地面塌陷	采矿冒落、裂隙带	未封和封孔质量不佳的钻孔
地 下 水	间 接 地 下 水 源	顶 板	+	-	-	+	+
		底 板	+	-	-	-	+
		侧 向	+	-	-	+	-
	直接地下水源		+	+	-	-	-
	地 表 水		+	+	+	+	+
降 雨 迳 流		+	+	+	+	+	
老 窿 水		+	+	-	+	+	

注：表中+号表示该种突水通道能引起表中左侧相应水源的突水，-号则表示不能。

1) 地表水源突水产生的条件

- (1) 井巷揭露了沟通地表水体的导水构造带;
- (2) 采矿的崩落带或导水裂隙带扩展到了水体分布区;
- (3) 疏干排水引起的地面塌陷发展到了地表水体分布区;
- (4) 井巷揭露了沟通地表水体的岩溶通道;
- (5) 井巷揭露了分布于水域范围内未封或封孔质量不佳的钻孔。

2) 降雨迳流水源突水产生的条件

- (1) 裸露型岩溶充水矿床, 当岩溶较发育时;
- (2) 疏干排水引起的地面塌陷及采矿形成的崩落带或导水裂隙带发展到汇雨面积较大的低洼地区时;

- (3) 当井巷揭露了分布于上述地区未封或封孔质量不佳的钻孔时。

3) 老窿水源突水产生的条件

- (1) 当井巷揭露了积水老窿时;
- (2) 当井巷揭露了与积水老窿相贯通的导水构造或岩溶通道时;
- (3) 当采矿的冒落带、导水裂隙带发展到老窿积水区时;
- (4) 当井巷揭露了沟通老窿积水的未封或封孔质量不佳的钻孔时。

4) 地下水源突水产生的条件

- (1) 当井巷在较高水位条件下揭露了含水层, 岩溶、裂隙通道, 导水构造带时;
- (2) 当井巷在较高水位条件下揭露了沟通间接顶板、底板、侧向含水层的导水构造时;

(3) 在较高水位条件下, 采矿后顶板岩石移动产生的通道(包括冒落带和导水裂隙带)沟通了间接顶板或间接侧向含水层时(冒落带、导水裂隙带的计算见本篇第三章);

(4) 在水位较高的情况下, 井巷揭露了沟通间接顶板或间接底板含水层的未封或封孔质量不佳的钻孔时;

(5) 有时在矿体与间接底板、间接顶板和间接侧向地下水源之间并无突水通道, 但由于开凿巷道或矿体开采后, 在静水压力的作用下可能产生隔水层鼓破而导致突水。

2. 间接地下水源突水的预测

1) 根据斯列沙辽夫公式计算预测

- (1) 间接底板或顶板含水层安全水头压力计算式为:

$$H_0 = 2K_p \frac{t^2}{L^2} \pm \gamma t \quad (3-9-1)$$

式中 H_0 ——安全水头压力, 10^4Pa ;

K_p ——隔水层的抗张强度, 10^4Pa ;

t ——矿层底板或顶板隔水岩层的厚度, m ;

L ——巷道宽度或工作面最大控顶距, m ;

γ ——隔水岩层的容重, t/m^3 。

3-9-1 公式中, 在计算间接底板含水层安全水头压力时取+号, 计算间接顶板含水层安全水头压力时取-号。

当计算求得的安全水头压力 H_0 大于实际水头压力 H_s 时,不会发生突然涌水;反之,突然涌水将可能发生。图3-9-2所示为间接底板含水层不安全的情况,图3-9-3所示为间接顶板含水层安全的情况。

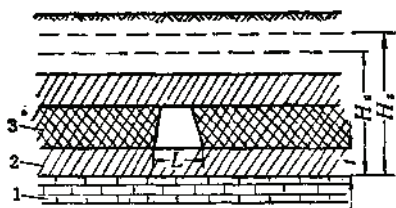


图3-9-2 间接底板含水层安全水头

压力计算示意图

1—间接底板含水层; 2—矿层底板隔水层;
3—矿体

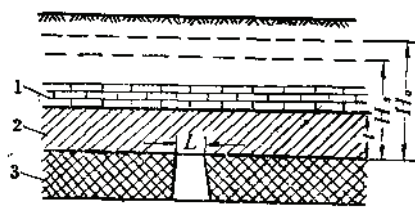


图3-9-3 间接顶板含水层安

全水头压力计算示意图

1—间接顶板含水层; 2—矿层顶板隔水层; 3—矿体

(2) 间接侧向含水层安全水头压力计算公式为:

$$H_0 = \frac{a^2 K_p}{0.75 K L^2} \quad (3-9-2)$$

式中 a ——巷道或采空空间靠含水层一侧的隔水层厚度, m;

L ——巷道或留设的矿柱在垂直图面方向上的长度, m;

H_0 ——间接侧向含水层安全水头压力, 10^4 Pa ;

K_p ——隔水层岩石的抗张强度, 10^4 Pa ;

K ——安全系数, 一般取2~5。

当安全水头压力 H_0 大于实际水头压力 H_s 时,间接侧向水源不发生突然涌水;反之,突然涌水将可能发生。图3-9-4所示为间接侧向含水层不安全的情况。

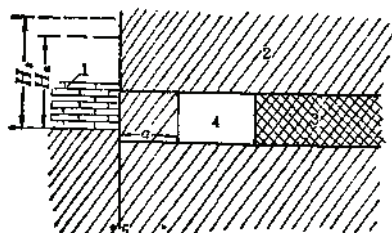


图3-9-4 间接侧向含水层
安全水头压力计算示意图

1—含水层; 2—隔水层; 3—矿体;
4—开凿空间或采空空间; 5—断层线

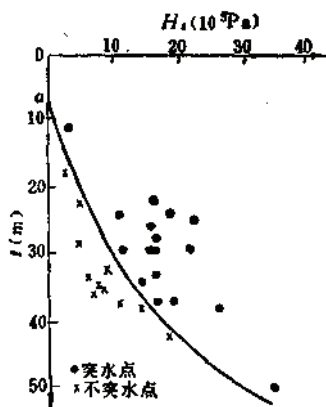
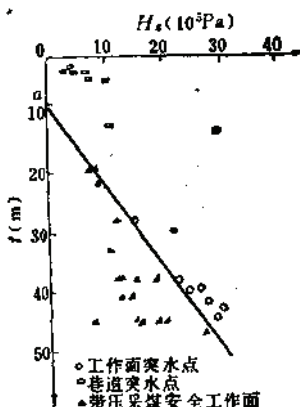
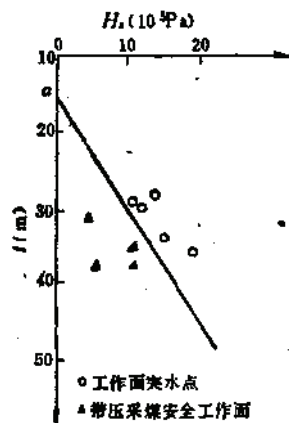
上述各计算式未考虑矿山地压的影响,不适用于在间接顶板和侧向含水层的条件下,对开采后顶板崩落的采矿工作面水头压力的计算。在使用以上计算式时,要求隔水层稳定,不受导水构造的破坏,同时,隔水岩石抗张强度试验的试样还应具有充分的代表性。

2) 根据 H_s-t 关系曲线进行预测

底板突水与底板所承受的水压和底板隔水层的厚度之间的关系,可根据矿区实际资料用 H_s-t 关系曲线图来表示。制作这种关系曲线图,通常是以采区底板所承受的实际水头压力(H_s)为横座标,以采区底板隔水层厚度(t)为纵座标,将凡能了解到其底板水压值和厚度的采区(不管突水与否)的数据,都按其座标点绘到图上。从图中可以发现突水的点集中在图的右上方,为底板突水区;不突水的点集中在图的左下方,为安全区。二者之间存在着一条分界线,即突水与不突水的临界线。临界线上每一点的横座标表示该点对应的隔水层厚度下的临界水头压力值。

临界线有些情况不是曲线,如图3-9-5;有些情况下为直线,如图3-9-6、图3

- 9 - 7。

图 3-9-5 淄博矿区
 H_s-t 经验曲线图 3-9-6 峰峰矿区
 H_s-t 经验曲线图 3-9-7 淄博埠村矿
 H_s-t 经验曲线

H_s-t 曲线与纵轴有一交点 a , 该点所对应的数值则为底板隔水层因开采影响失去隔水能力的厚度。

3) 参考某些煤矿突水系数经验值来预测

突水系数系指每米厚的隔水层所能承受的静水压力。现将某些矿区的经验数值列于表 3-9-6 中。

某些矿区突水系数经验值

表 3-9-6

矿区名称	突水系数 (Pa/m)
峰峰煤矿	$0.66 \times 10^5 \sim 0.76 \times 10^5$
焦作煤矿	$0.60 \times 10^5 \sim 1.0 \times 10^5$
淄博煤矿	$0.60 \times 10^5 \sim 1.40 \times 10^5$
井陘煤矿	$0.60 \times 10^5 \sim 1.50 \times 10^5$

若设计矿山与这些矿山水文地质条件类似, 即可按突水系数求得在相应水头压力下所需的隔水矿(岩)柱的厚度。

4) 利用岩石隔水性等值厚度的换算来预测

这是匈牙利在治水工作中总结的经验。将泥岩视为标准隔水层, 其每米厚度的抗水压能力为 0.5×10^5 Pa。泥岩的等值系数为 1, 其它不同岩石可通过相应的隔水性等值系数换算成标准隔水层(泥岩)厚度, 即可用上述数值(每米标准隔水层能抗水压 0.5×10^5 Pa)预测不同岩石在任意厚度下能够承受的安全水头压力值。不同岩石的等值系数见表 3-9-7。

以上 2)、3)、4) 三种预测方法都是通过个别矿山的实际经验总结提出的, 每个矿山隔水岩石的性质及水文地质条件都具有各自的特点, 因此在借鉴这些经验时, 还必须结合本矿的具体特点, 切勿生搬硬套。

不同岩石隔水性等值系数表

表 3-9-7

岩石名称	等值系数
泥岩、页岩、粘土质页岩、粘土、海相沉积的灰岩、角砾岩	1.0
未岩溶化的灰岩、泥灰岩	1.3
砂质页岩	0.8
煤(第三纪褐煤)	0.7
砂、碎石、岩溶化的灰岩、泥砂	0.0

9.3 突然涌水的防治

9.3.1 矿井建设期间常用的防治突水方法和措施

矿井突然涌水防治的方法、措施很多,但归根到底,大部分是从两方面着手:一是处理突水水源;二是处理突水通道。前者包括对含水层的疏干、降压、放空老窿积水、进行河流改道、防渗及其它一些与此有关的处理措施;后者包括在地下构筑防渗帷幕、防渗墙、留设矿岩柱、用局部注浆方法或挡水墙(水闸墙)的方式处理突水点,填堵塌陷等等。此外,还可采用防水门、挡水墙来减小突水后对矿井的危害,采用超前钻探水来指导井巷在有突水威胁地段的施工,以及采用其它一系列成熟的施工、生产安全管理措施。

9.3.1.1 矿井设计阶段防治突水的方法和措施

- (1) 对与矿床直接接触的含水层进行预先疏干。
- (2) 对与矿床间接接触的含水层采用预先疏干、降压、留设矿(岩)柱、或采用保护矿体顶板的开采方法。
- (3) 对老窿积水采用放水排空的方法。
- (4) 对威胁矿井安全的地表水采取河流改道、防渗铺底、修堤拦洪等措施。
- (5) 在排水引起的塌陷区、采矿引起的崩落区外围,设计排水沟、拦洪堤。
- (6) 在具备合适水文地质条件的矿区,设计防渗帷幕、防渗墙。
- (7) 在矿山防治水设计中,根据需要设计防水门,计算超前探水工程量,布设地下水动态观测网、地表岩石移动观测网等。

9.3.1.2 矿井基建阶段防治突水的方法和措施

- (1) 从安全角度出发,合理安排施工顺序。一般在每个阶段开拓时,首先开凿水仓、水泵房,保证排水设施尽快建立,然后施工防水闸门,再开拓其它工程。
- (2) 根据需要,为给矿井基建创造安全条件,可利用放水孔提前放水疏干。
- (3) 在施工组织设计中,对所有突水可疑地段的井巷施工,作出具体的超前探水设计,布置好突水发生时的撤退路线。井巷施工的各环节,都应符合国家规定的安全要求。
- (4) 在井巷开拓时期,提前完成观测网的施工并进行观测,以及时掌握地下水动

态,指导井下工程安全施工。

(5)井巷施工时,及时进行水文地质编录、分析和研究。专职技术人员到各工作面进行经常性的巡查,发现问题及时处理。

(6)在基建阶段地表水对矿井就构成威胁的矿区,要合理安排地面防水工程的施工顺序。受地表水体威胁的塌陷发生后,及时进行处理。

(7)在岩溶发育的裸露型矿床,暴雨后矿井有突然涌水的可能时,要与当地气象站建立联系,以便及时预报并采取安全防御措施。

(8)在井巷施工时,对矿床疏干无益和影响基建施工的突水点,采用注浆或水闸墙予以封堵。

(9)在施工中出现新的水文地质情况、发现疏干设计存在问题时,应及时提出修改设计的意见。

(10)保证各项疏干排水工程按设计的进度要求竣工,并给予维护和保养,使地下水位在预定期限内降到设计规定的高度。

(11)矿井突水淹没后,采用堵水、强排、排堵结合的方法给以恢复。

9.3.1.3 矿井生产阶段防治突水的方法和措施

本阶段除需继续解决基建遗留的突水防治问题、保障采场安全出矿以外,为使矿山能正常持续地生产,还需随着采矿的发展和延深,适时地开拓新水平或新区段,因此,上述基建阶段突然涌水防治工作的主要方法和措施,也基本上适用于本阶段。除此以外,尚有如下工作内容:

(1)对采矿形成的地面崩落区,在条件允许的情况下;用原地粘性土壤填裂缝和崩落坑,必要时,在适当位置安设移动式临时泵站,以排除崩落区内降雨积水;随着崩落区的扩展,调整区外截水沟的位置。

(2)在地表水体或上覆间接顶板含水层下开采的矿床,及时建立顶板岩石移动观测网,并进行系统观测,以随时掌握开采过程中顶板岩石移动的发展情况,防止矿床顶板突然涌水。

(3)按设计建议的治水方式,或根据新的水文地质情况,采用其它更优的治水方式,保证疏干降落曲线满足采矿延续时防止突然涌水的需要。

(4)随着开采范围的扩展和延深及疏干漏斗的扩大,及时增补地下水动态观测孔。

9.3.2 超前探水

9.3.2.1 超前探水适用的范围

超前探水是井巷施工时防治突水重要的措施之一。一些地下开采的矿山在基建阶段,开拓工程多在高水位下施工,当存在突水水源时,施工的井巷工程都存在突然涌水的可能。因此,在有突水可能的地段,均须采用超前钻孔探水,并坚持“有疑必探、先探后掘”的施工管理原则。通常遇到下列情况都应考虑采用超前探水:

(1)巷道接近导水构造带,如导水的断裂带、接触带、破碎带、裂隙带时;

(2)巷道接近或穿过强含水层时;

(3)巷道接近或穿过工程控制程度不足地段和通过含水性状况不明的各类接触带

时;

(4) 工作面接近或已进入预测积水老窿区或老采空分布区时;

(5) 工作面接近已知的流砂层、淹没井、地下暗河、规模较大的溶洞和裂隙、陷落柱等部位时;

(6) 在疏干区内, 当工作面接近孤立及悬挂的地下水预测区时;

(7) 工作面接近或须穿越用声波探测、无线电透视或其它物探手段预测的有涌水异常的区段时;

(8) 工作面接近灌过泥浆或充过尾砂尚未固结的采空区时;

(9) 经主管单位批准需掘开隔离矿(岩)柱放水, 当放水巷道接近这些矿(岩)柱时;

(10) 工作面出现滴水、淋水、涌水、射流、挂红、冒“汗”、发雾、水响、底鼓、温度变化等异常水文地质迹象时。

9.3.2.2 超前探水钻孔的分类

湖南省冶金工业厅在1983年编制的《湖南省冶金矿山水文地质工作规程(试行)》中, 根据金属矿山的特点, 将超前探水孔分为: 超前探水深孔、超前探水中深孔、超前探水浅孔。其孔深规定、主要作用、布孔规定见表3-9-8。

超前探水孔的分类及布置原则表

表3-9-8

分类	孔深(m)	主要作用	布置原则
超前探水深孔	80~120	(1) 探查地下水体的分布规律; (2) 控制工作区段内各种水文地质边界实际位置; (3) 确定突水的安全隐患危险程度	(1) 凡在未经疏干、水文地质条件复杂的矿山施工井筒、巷道时, 均必须进行深孔超前探水设计; (2) 凡在穿越静水压力较高的裂隙及岩溶含水层的井筒、巷道时, 需要有一个以上的探水深孔指导安全掘进; (3) 凡在缺乏工程控制或在钻孔控制网度较稀的构造、岩溶、老窿分布区内施工井巷工程时, 都必须布置深孔超前探水孔
超前探水中深孔	40~80	(1) 控制采掘工作面的安全边界范围; (2) 对工作面进行降压或疏放水	(1) 所有情况下的超前探水都必须布置本类钻孔进行安全探索; (2) 本类钻孔的深度、数量和控制范围, 均应保证该井巷工作面能在空间上与地下水体边界保持必须的安全距离
超前探水浅孔	5~15	当井巷通过的岩层含水性极不均匀时, 或经中深孔探水后, 工作面在超前范围内仍有突水的可能时, 利用超前浅孔对每个掘进作业循环加密安全控制	(1) 浅孔布置应在已施工深孔和中深孔的基础上进行。禁止全部用浅孔超前钻来代替中深孔进行探水; (2) 浅孔只适用于水压在 $20 \times 10^5 \text{Pa}$ 以内的灰岩地层和水压在 $10 \times 10^5 \text{Pa}$ 以内的完整砂页岩地层, 在岩性破碎较软弱的地层中, 不宜使用此类探水孔

9.3.2.3 超前探水参数的确定

超前探水参数有探水起始线、超前距、帮距、孔数和孔的角度、孔径等, 目前我国金属和非金属矿山的主管部门多没有对这些参数作具体规定, 为此引用了一部分煤炭部门的有关规定供参考。

1. 探水起始线

煤炭部门依据距水患的远近,在空间上划出三条界线,见图3-9-8。

(1) 积水线:实测或预测的积水区或水患(如被淹井巷或积水采空区,大型溶洞、裂隙,导水构造、强含水层等等)分布的轮廓线;

(2) 探水起始线:靠近积水线一定距离后,应该开始探水的起始线;

(3) 警戒线:探水起始线以外一定距离内,当井巷工作面进入这一范围后,就要警惕突然涌水的可能,这个界线即为警戒线。若在警戒线与探水起始线所包围的空间内,工作面出现突水征兆时,就应提前探水。

探水起始线位置原则上应根据积水区或水患分布位置、范围、形态、规模、岩层的稳固程度,工作面静水压力,资料的可靠程度等因素确定。

当设计具体确定这一参数时,可参考1983年出版的《煤矿安全规程执行说明》中的下述规定。

(1) 对本矿井采掘工作造成的老空、老巷、硐室等积水区,其边界位置准确、水压不超过每平方米10公斤时,探水线至积水区的最小距离:煤层中不得小于30m,岩层中不得小于20m。

(2) 对本矿井的积水区,虽有图纸资料,但不能确定边界位置时,探水线至推断的积水区边界的最小距离不得小于60m。

(3) 对有图纸的小窑,探水线至积水区边界的最小距离不得小于60m。对没有图纸资料可查的小窑,必须坚持有疑必探、先探后掘的原则。

(4) 石门掘开含水层前,探水线至含水层的最小距离不得小于20m。

2. 超前距

超前距是指在巷道掘进方向上,允许掘进的终点与最浅探水孔端点间的距离,见图3-9-9。

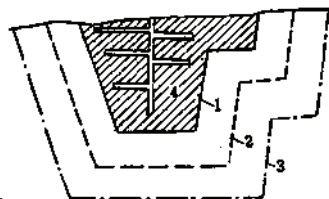


图 3-9-8 积水区与超前探水关系图
1—积水线; 2—探水起始线; 3—警戒线;
4—积水区或水患分布区

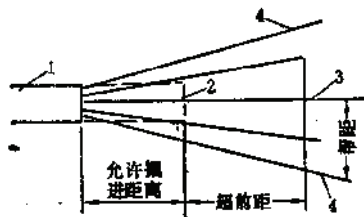


图 3-9-9 超前探水孔参数示意图
1—巷道; 2—允许掘进终点; 3—中心孔;
4—外斜孔

超前距的确定,主要决定于岩石稳固程度、水压大小、突水源规模等因素。在具体确定超前距时,可参照如下文件进行。

(1) 现行的《矿山井巷工程施工及验收规范》中规定,工作面中心探水孔深度(并非超前距)不得小于20m(坚硬岩层不得小于10m)。

(2) 《煤矿安全规程执行说明》中规定,在岩层中超前探水时,按水压的不同,超前距要求的数值如表3-9-9。

3. 帮距

探水孔的超前距(m)

表 3-9-9

岩石性质	水 压 (Pa)		
	$<5 \times 10^5$	$5 \times 10^5 \sim 10 \times 10^5$	$10 \times 10^5 \sim 20 \times 10^5$
坚硬岩石	8	10	12
松散岩石	12	15	18

中心孔终点与外斜孔终点之间的距离称为帮距。一般帮距等于超前距,有时略比超前距小 1~2 m。

4. 孔数和孔的角度

孔数和孔的角度主要应根据突水源或积水区空间分布形态及其与工作面推进方向的相对位置而定。空间形态复杂、水患区本身含水性不均一时,要求探水钻孔的数量多;反之,要求的钻孔数量少。

《矿山井巷工程施工及验收规范》中要求超前钻孔的数量一般不得少于 4 个,其中一个钻孔布于工作面中心,其余钻孔应与巷道中心线成 $30^\circ \sim 40^\circ$ 夹角。

《湖南冶金矿山水文地质规程(试行)》规定,在一般情况下,探水孔最少应达到以下数量:

深超前孔(80~120m) 1~2 个,顺设计巷道轴线和巷道转弯的方向布置;

中深超前孔(40~80m) 3~5 个,往巷道前进方向的顶、底和两侧布置,中深孔外斜方向与巷道轴线夹角一般为 $30^\circ \sim 40^\circ$;

浅超前孔按实际需要布置。

5. 孔径

探水孔孔径,应根据探测对象、积水量和水压大小而定,一般口径不宜过大,常用 46~76mm,最大不超过 91mm。如需取心采样,可适当加大口径,但穿过含水层的孔段不得超过 91mm。

9.3.3 防水矿(岩)柱

9.3.3.1 防水矿(岩)柱的适用条件

在受水害威胁的地段,如采用疏干、降压或充填采矿法等措施技术上不可靠、经济上不合理时,可考虑使用留设矿(岩)柱的方法来解除水害对开采的威胁。留设的矿柱或岩柱本身必须具有隔水性。防水矿(岩)柱适用条件见表 3-9-10。

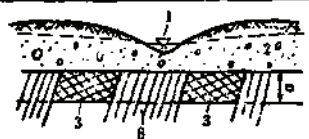
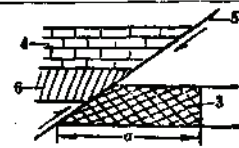
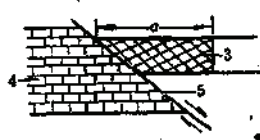
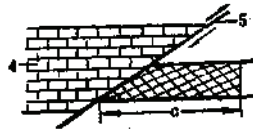
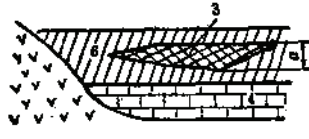
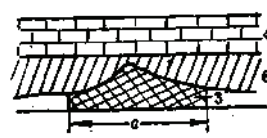
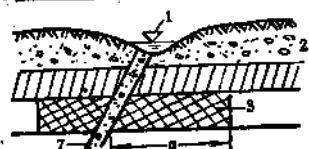
9.3.3.2 影响矿(岩)柱尺寸的主要因素

(1) 静水压力:矿(岩)柱直接和强含水层接触时,矿(岩)柱承受巨大的静水压力,当矿层被开采后,原始应力状态被改变,如果静水压力大于矿(岩)柱所能承受的压力,便有可能被破坏,造成突水。

(2) 矿(岩)柱的强度:隔水矿(岩)柱强度越大,同样尺寸的矿(岩)柱能承受的静水压力越大,矿(岩)柱强度大小还与其风化、构造破坏和裂隙发育程度等因素有

防水矿(岩)柱适用条件表

表 3-9-10

序号	防水矿(岩)柱的留设条件	图 示
1	矿层露头直接为松散含水层所掩盖或位于地表水体之下, 采用其它治水措施不经济或不可靠	
2	由于断层的影响, 使矿层局部位于富水性强的含水层之下时	
3	因断层的影响使矿层一侧直接与强含水层接触时	
4	因断层的影响, 使矿层一侧直接与强含水层接触且被部分强含水层所掩盖时	
5	矿层在局部地段与间接底板承压含水层接近, 若矿层采空后, 承压水有突破底板的危险时	
6	矿层在局部地段与间接顶板含水层接近, 开采后可能导致间接顶板含水层突水的威胁时	
7	矿层在局部地段与充水断层接触时	
8	巷道或工作面接近被淹巷道或积水老窖时	
图号 示说 符明	1—地表水体; 2—松散含水层; 3—矿层或矿柱; 4—强含水层; 5—断层; 6—隔水层; 7—充水断裂带; 8—巷道积水或老窖积水; a—防水矿柱的垂直宽度或高度	

关。

(3) 当强含水层位于矿层顶板之上时, 还与采空后矿层顶板上方的导水裂隙发育高度, 矿山压力及静水压力对防水矿(岩)柱破坏程度, 岩层移动角度有关, 而这些因素又取决于采厚、矿层产状要素、围岩物理力学性质等等。

(4) 开采方式、方法及其它人为因素等。

9.3.3.3 确定矿(岩)柱尺寸的常用方法

由于矿(岩)柱尺寸涉及的因素很多, 各矿山具体条件又千差万别, 至今还没有一个比较完善合理的方法来确定, 而且这些方法在使用时都存在一定的局限性, 一般在留设矿(岩)柱时, 多采用几种方法对比后确定, 同时强调在生产时要结合矿区的具体条件和实践经验加以调整。

以下按突水源的空间位置不同, 介绍几种确定矿柱尺寸的方法。

1. 突水源在矿体上方

当矿体产状倾斜, 其上被第四系砂砾含水层覆盖(如图3-9-10)时, 可在剖面上划出最大导水裂隙带高度(应包括冒落带高度、最大导水裂隙带高度和保护层厚度)界线AB, 其与第四系砂砾含水层底板交于B点, 然后按采矿崩落角过B点作崩落线BC, 此崩落线与矿体顶板的交点C右侧以上的矿体即为应留设的矿柱。当矿体上方有地表水时, 确定矿柱尺寸的方法见图3-9-11。

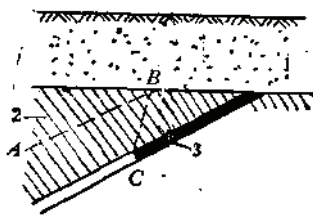


图3-9-10 矿体上部覆盖砂砾含水层时矿柱尺寸确定示意图

1—砂砾含水层; 2—隔水层; 3—矿柱; AB—最大导水裂隙带示意图; BC—崩落界线

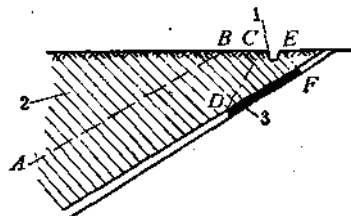


图3-9-11 矿体顶部有河流时矿柱尺寸确定示意图

1—河流; 2—隔水层; 3—矿柱; AB—最大导水裂隙带示意图; CD、EF—崩落界线

冒落带与导水裂隙带最大高度的确定见本篇第三章。保护层厚度应根据具体的矿床地质和开采条件而定。用崩落法管理顶板时, 可参考表3-9-11●中数值确定。

当矿体产状水平, 其上被间接顶板含水层覆盖, 并在局部隔水层厚度变薄(如图3-9-12)时, 仍需在剖面上划出最大导水裂隙带高度界线AB。若此线全部处于含水层底板以下, 则不需留设矿柱, 若在隔水层厚度变薄处其厚度不足, 最大导水裂隙带界线AB将与隔水层顶板交于C、D两点, CD段将位于该处隔水层顶板以上。分别过C、D点按采矿崩落角作崩落线EC和FD, EF即为应留设的矿柱。

2. 突水源在矿体下方

如在矿体下方有间接底板承压含水层, 而且矿底板隔水层厚度小于安全隔水层厚度

用崩落法管理顶板时的保护层厚度(m)

表 3-9-11

水体类型	底部松散层特征	缓倾斜煤层			急 倾 斜 煤 层					
		覆岩分类			倾角小于70°			倾角大于70°		
					覆 岩 分 类					
		软弱	中硬	坚硬	软弱	中硬	坚硬	软弱	中硬	坚硬
第三、四系松散含水层	松散层底部粘土层的厚度大于2m	$2 \frac{M}{n}$	$3 \frac{M}{n}$	$4 \frac{M}{n}$	5	10	15	7	12	17
	松散层底部粘土层的厚度1~2m	$3 \frac{M}{n}$	$4 \frac{M}{n}$	$5 \frac{M}{n}$	10	15	20	12	17	22
	松散层底部粘土层的厚度小于1m或没有粘土层	$5 \frac{M}{n}$	$6 \frac{M}{n}$	$7 \frac{M}{n}$	12	17	22	14	19	24
地表	松散层全部为厚度较薄的粘土层	$4 \frac{M}{n}$	$5 \frac{M}{n}$	$6 \frac{M}{n}$	8	13	18	10	15	20

注: 1. 表中 M 为累计采厚, n 为分层数。

2. 当地表水体和松散层水体同时存在时, $H_{保}$ (保护层厚度) 可采用松散层水体的数值。

3. 对于倾斜煤层可按缓倾斜煤层考虑。

时, 矿体开采后将发生底鼓突水, 如图 3-9-13。在这种情况下, 应考虑留设矿柱。其具

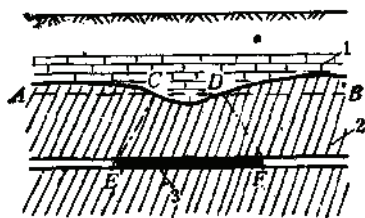


图 3-9-12 矿体上覆间接含水层时矿柱尺寸确定示意图

1—含水层; 2—隔水层; 3—矿柱; AB—最大导水裂隙带示意图界线; EC、FD—崩落界线

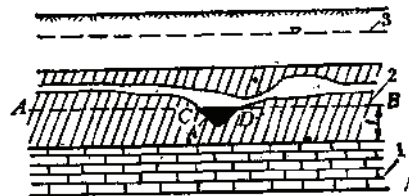


图 3-9-13 矿体下伏承压含水层时矿柱尺寸确定示意图

1—间接底板含水层; 2—隔水层; 3—间接底板含水层承压水位; 4—矿柱; AB—抵抗底板含水层水压所需隔水层厚度界线

体作法是在剖面上划出抵抗底板含水层水压所需隔水层厚度界线 AB , 若 AB 线全部位于矿体底板以下, 则不需留设矿柱, 若局部矿体以下隔水层厚度不足时, AB 线将与矿体交于 C 、 D 两点, CD 段即为应留设的矿柱。

确定矿体安全开采所需隔水矿(岩)柱厚度的方法如下:

(1) 用斯列沙辽夫公式计算:

$$t = \frac{L(\sqrt{\gamma^2 L^2 + 8 K_p H_s} - \gamma L)}{4 K_p} \quad (3-9-3)$$

式中 t ——安全隔水层厚度, m;

L ——采矿工作面最大控顶距, m;

γ ——隔水矿(岩)柱的容重, t/m^3 ;

K_p ——隔水矿(岩)柱的抗张强度, $10^4 Pa$;

H_s ——由隔水矿(岩)柱底板算起的实际水头压力, 10^4Pa 。

(2) 根据 H_s-t 关系曲线确定。

(3) 根据隔水矿(岩)柱突水系数经验值确定。

(4) 根据隔水矿(岩)柱隔水性等值厚度的换算确定。

以上(2)、(3)、(4)确定隔水矿(岩)柱厚度的方法见本章9.2.3.2。

3. 突水源在矿体侧方

如图3-9-14, 含水层位于矿体一侧, 留设矿(岩)柱时, 应考虑地下水通过两种因素造成突水的可能: 其一是能否通过侧向顺层突破隔水矿柱; 其二是矿体开采后, 能否通过导水裂隙带突水。

不造成顺层突水所需隔水矿柱的宽度 a 可用下式计算:

$$a = 0.5KL\sqrt{\frac{3H_s}{K_p}} \quad (3-9-4)$$

式中 a ——隔水矿柱宽度, m;

L ——巷道或留设的矿柱宽度, m;

H_s ——由矿体底板算起的实际水头压力, 10^4Pa ;

K_p ——隔水矿体的抗张强度, 10^4Pa ;

K ——安全系数, 一般取 $2 \sim 5$ 。

判断矿体开采后地下水是否会通过导水裂隙带突水, 可在图上划出最大导水裂隙带(包括冒落带高度、导水裂隙带高度及保护层高度)界线 AB , 然后在矿体靠含水层一侧, 由矿体端点开始, 量取 CD 段, 使其等于 a 值, 过 D 点按采矿崩落角作崩落线 DE , 若崩落线与最大导水裂隙带界线的交点 E 落于含水层一侧, 则说明所留隔水矿柱宽度不足。此时应过 A 点作 DE 的平行线 AF , 使其与矿体顶板交于 F 点, CF (a') 即为不产生导水裂隙带突水所需的矿柱宽度。

当矿区 H_s 值很大时, 也可能出现防止顺层突水所需的 a 值大于防止导水裂隙带突水所需的 a' 值, 在确定矿柱宽度时, 应取其中的大值。

9.3.4 防水门和挡水墙

对水文地质条件复杂或有突水危险的矿井, 为了防止突水量超过矿井排水能力造成淹井事故, 把水害控制在一定范围, 应在各阶段井巷系统适当位置设置防水门或挡水墙。露天开采、地下排水的矿山, 为了控制暴雨期间进入泵房的水量, 也设置防水门。防水门有临时性的简易防水门、低压防水门和高压防水门之分。临时性的简易防水门, 其作用是在矿井突水后, 将涌水暂时引向其它空区, 以便人员和重要设备的撤离; 低压防水门(抗压力为 $1.5 \times 10^5 \text{Pa}$ 左右)一般只在水泵房之入口处, 其作用是将突水暂时封闭于泵房之外, 保护泵房在突然涌水的初期, 水泵能持续工作, 以消除短时间的突然涌水的威胁。上述两种防水门都不能抵御涌水量特大、持续时间较长的突水。有发生这种突水可能的矿山, 需设置高压防水门。高压防水门又可分为专门为基建服务的半永久性防水门和为生产服务的永久性防水门。

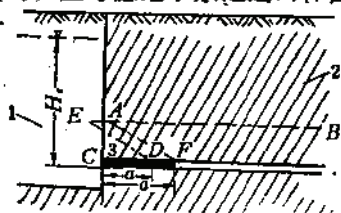


图 3-9-14 突水源在矿体侧方时矿柱尺寸确定示意图

1—含水层; 2—隔水层;
3—矿柱; AB —最大导水裂隙带示意界线; BE 、 FA —不同矿柱尺寸的崩落界线

9.3.4.1 防水门、挡水墙的适用条件

为预防矿井突水,应按矿井整体设计要求,在有突水危险地段附近的适当位置,设置防水门。防水门应在矿井突水前修建。

挡水墙则是在施工和生产中由于出现某些新情况后补设的,它一般适用于下列情况:

(1) 为了施工或其它方面的需要,必须开凿新的巷道,其施工具有突水的危险,而且其施工后又使原防水系统的防水效果受到破坏时,可在新开巷道口附近修筑挡水墙;

(2) 采用强排方式恢复被淹矿井,当矿井中水位降低至突水点后,为减少矿井涌水量,加速矿井的全面恢复,或为了避免由于突水点被堵后又再次突水,经常在突水点附近修筑挡水墙,并在挡水墙内安设放水管和水闸阀;

(3) 当巷道在较高水压条件下掘进,工作面及其周围岩石松软破碎,有发生突然涌水危险时,可在工作面附近岩石稳固处修筑挡水墙。

9.3.4.2 防水门、挡水墙位置的选择

(1) 应设在对水害具有控制性的部位或重要设施入口的部位,如保护水泵房的控制部位、受水害威胁地段与其它无水害威胁地段的通道处、已经消除水害威胁的生产区段与尚未开拓受水害威胁区段的连接通道处、开凿于强含水层有突水威胁的专用疏干巷道的入口处等等。

(2) 所设位置应保证防水门、挡水墙使用期间的稳定性和隔水性不受邻近部位及下部阶段采掘的影响。

(3) 应设在岩石完整、岩性坚硬、岩体稳定的不透水岩石中。该段巷道开凿后,具体位置应在现场选择标定。

(4) 在条件允许的情况下,防水门应尽量设在较小断面巷道内,以减小其基础的掘进工程量和防水门尺寸。

(5) 所选位置要尽量兼顾防水门关闭操作和故障处理的方便安全。

9.3.4.3 防水门、挡水墙设计水压的确定

1. 地下开采金属矿山

地下开采矿山的防水门、挡水墙设计水压按如下原则要求确定。

(1) 设计水压原则上应不小于所预防含水层的静止水位至防水门或挡水墙设置阶段之标高差的水柱压力。

(2) 当某阶段已具有较大的排水装机能力,而且地下水位已基本上降至阶段周边高度时,根据矿山生产实践经验,其下阶段防水门、挡水墙的设计压力可不按静止水位计算,但不应小于防水门、挡水墙设置阶段与已降低水位阶段高差的水柱压力值。

2. 用井巷排水的露天开采金属矿山

用地下排水方式的露天矿山,设计水压应取下列两个数值中之大值:

(1) 防水门设置标高至设计最大暴雨时露天允许淹没高度的标高差的水柱压力值;

(2) 防水门设置标高至所预防含水层静止水位间之水柱压力值。

3. 煤矿

《煤矿矿井采矿设计手册》中,对防水门及其硐室设计水压的确定有如下规定^①,可供参考。

(1)对水文地质条件复杂又未疏于降压的新建井,可以采用主要含水层最高静止水位与开采水平高差的水柱压力作为设计最大水压。

(2)经疏于降压的矿井,主要含水层静止水位已经降低,可采用降低后的水位与开采水平高差的水柱压力作为设计最大水压。

(3)矿井延深水平的防水闸门和硐室所承受最大水压,当保持原水平的排水能力时,可考虑取原有水平与延深水平间标高差的水柱压力为最大水压,并应留有一定余地。

(4)有水力联系的矿井群,井群综合涌水量与综合排水能力保持相对平衡,在设计井群中某一矿井的防水门和硐室时,应考虑不存在井群同时淹井的可能。当某矿井排水设备受水害停排时,相邻矿井仍继续排水,根据当时综合排水能力,该矿井的水位,会稳定在一定高度,其水位可通过水文地质计算求得。该稳定水位与开采水平高差的水柱压力可作为最大水压。

(5)少数矿井的浅层含水丰富,建井时,常用浅部截水措施。当建井期内在回风水平或浅部某水平有强大排水设施时,亦可考虑以该水平标高与开采水平高差的水柱压力作为最大水压。

9.3.5 淹没矿井的恢复

9.3.5.1 恢复受淹矿井常用方法

恢复淹没矿井目前常用排水和先堵后排两种方法。

在处理受淹矿井时,选择恢复方法的主要影响因素有矿井地质条件,突水地点和突水特征,突水量的大小,涌出泥砂的性质和数量,突水地点的水压,淹没损失程度以及设备安装场地的条件等,设计中应根据矿山具体情况确定。

1. 强行排水方法

以排水的方式将矿井积水强行排除,若矿井地下水位降至突水点以下,突水口涌水量较大时,常在突水口所在巷道修筑钢筋混凝土挡水墙,以利全面恢复矿井。

1) 适用条件

(1)突水水源以静储量为主时;

(2)突水水源以动流量为主,但其值不太大,井巷断面能容纳在要求的期限内确定的排水设施,而且电源有充分保障时;

(3)岩溶矿区强行排水不会导致新水源大量溃入矿井和引起塌陷等严重危害时。

2) 排水方式

目前常用的强行排水方式主要有卧泵排水、潜水泵或深井泵排水、空气升液器排水三种方式。由于各种淹没矿井条件差别很大,当淹井涌水量较大时,还可能采用以上几种方法联合排水。淹井恢复的各种常用排水方式的优缺点和适用范围见表3-9-12。

2. 先堵后排法

① 编者仅对规定的个别文字作了修改。

不同排水方式适用条件表

表 3-9-12

排水方式	优点	缺点	适用条件
卧泵排水	(1) 排水设备效率高; (2) 矿井积水排除后, 排水设备便于矿山继续使用	(1) 泵体大面重, 占据空间大, 悬吊复杂; (2) 排水过程中设备要随水位降低频繁下降、接管, 操作不方便, 强排中水位有反复时不安全; (3) 排水时人在井内操作, 劳动条件较差	(1) 井筒断面较大, 能满足布置卧泵条件的矿井; (2) 排水过程中, 井内水位无较大反复时
潜水泵或深井泵排水	(1) 泵管自身悬吊, 系统简单, 设备占据空间小, 可充分发挥井筒的排水能力; (2) 设备可一次下入水中预定位置, 无需随水位降低频繁移泵, 接管方便; (3) 水位反复时, 排水设备无淹没危险; (4) 操作在井口, 作业条件安全, 排水设备效率高	一般矿山无此设备, 需要临时调配	(1) 井筒断面较小, 涌水量较大的矿井; (2) 排水过程中, 井内水位反复频繁时; (3) 深井泵不能用于斜井, 潜水泵用于斜井时, 要求轨道坡度大于20°, 且坡度在斜长范围内无大的变化
空气升液器排水	(1) 排水设备很简单, 一般矿山都能快速制作, 排水设备无运动部分, 无电器设备, 运转可靠; (2) 设备质量轻, 悬吊简单, 占据空间小, 可充分发挥井筒的排水能力; (3) 设备可一次下入水中预定位置, 扬程较大时可采用接力方式, 分次下入, 无需随水位降低频繁移泵, 水中含砂对排水无影响; (4) 水位反复时, 排水设备无淹没危险; (5) 操作在井口, 作业条件安全	(1) 排水设备效率低; (2) 受沉没比的限制, 不能将水降至井底; (3) 扬程低, 要求大于70m时, 需采用接力方式	(1) 井筒断面较小, 涌水量较大的矿井; (2) 排水过程中, 井内水位反复频繁时; (3) 淹井恢复不适于卧泵排水方式, 潜水泵和深井泵又难于调配时

淹井恢复时先注浆堵塞突水点, 然后再排除矿井积水。

1) 适用条件

(1) 突水水源以动流量为主且其值较大(特别在突水通道与规模较大的水源沟通的情况下), 井筒断面不能容纳在要求期限内排除矿井积水所确定的排水设施时;

(2) 采用强行排水会激化地面塌陷, 导致新水源的大量溃入或引起地面塌陷的其它严重危害时。

2) 先堵后排的堵水方式

先堵后排的堵水方式有两种, 即封堵突水巷道外的导水通道和封堵突水巷道。各方式的优缺点和适用范围见表 3-9-13, 不同堵水方式注浆工程布置及技术要求见表 3-9-14。

9.3.5.2 矿井突水后的水文地质工作

矿井突水后应迅速开展与突水有关的水文地质工作, 其目的是为安全抢险提供准确的

不同堵水方式的适用条件表

表 3-9-13

堵水方式	适用条件	优缺点	备注
封道堵外的水通巷道	(1) 突水通道(突水裂隙、破碎带等)截面积小, 容易封堵时; (2) 巷道直接揭露含水层突水, 当含水层厚度较薄, 容易封堵时	(1) 突水通道截面积较小, 含水层较薄时, 注浆钻孔容易命中目标, 封堵容易, 注浆材料消耗较少; (2) 含水层较厚、溶洞和裂隙规模较大时, 跑浆现象严重, 注浆材料增多	由于突水的实际情况复杂, 为了争取时间和确保注浆堵水质量, 煤炭部门的矿山往往在淹井恢复时同时采用两种堵水方式
封堵突水巷道	(1) 突水巷道位置准确, 距地表较近时; (2) 突水通道或突水含水层位置不清或突水含水层特厚时; (3) 突水通道或突水含水层岩溶、裂隙规模较大时	(1) 突水巷道位置准确, 距地表较近时, 钻孔容易命中目标; (2) 注浆封顶困难; (3) 容易跑浆	

水文地质情况, 为恢复矿井积累必需的资料。

1. 突水后的水文地质工作

- (1) 迅速查明突水原因, 找出突水点的补给来源;
- (2) 查清突水时的涌水量及其变化情况, 以及矿井淹没的发展状况;
- (3) 尽快掌握矿区地下水位的下降情况, 查明降落漏斗的扩展方向, 及时预报可能发生地表塌陷、沉降的发展范围, 为地表安全处理提供依据;
- (4) 加密矿山水文地质观测, 及时整理、分析观测资料, 查明矿区水文地质条件的变化情况。

2. 矿井突水后水文地质观测的主要内容

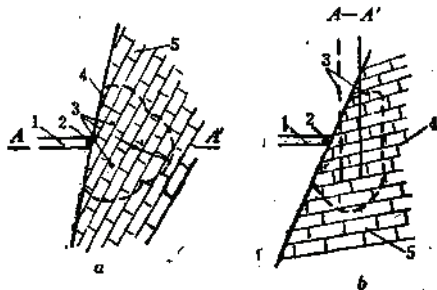
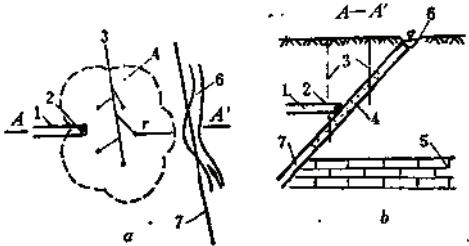
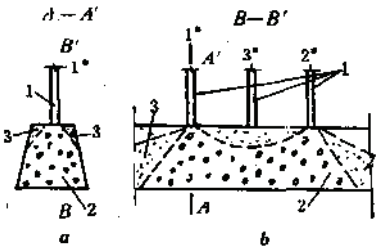
- (1) 观测井巷淹没速度, 准确记录时间, 并根据各段被淹井巷范围(容积), 估算不同时段涌水量, 若水位在某阶段稳定后, 要测量该标高的稳定涌水量;
- (2) 观测记录涌水的含砂情况, 应采取水样和气样进行分析;
- (3) 对矿区所有层位的全部观测孔迅速加密观测, 加密期限至矿区地下水基本稳定为止;
- (4) 对矿区及外围的井、泉进行调查、测量, 查明各井、泉的水位、流量变化及开始变化的时间;
- (5) 岩溶塌陷矿区在突水后, 应迅速向塌陷区和塌陷预测区的居民发出警报, 同时要根据塌陷区的危害程度, 及时加强地表塌陷与沉降的调查、观测;
- (6) 突水关闭防水闸门后, 要对闸内水压上升情况进行观测, 详细记录升压过程中井巷围岩的渗水、漏水现象;
- (7) 突水发生后, 要及时分析涌水量与地下水位的变化及其它有关资料, 若发现突水与地表水关系密切、涌水量因突水点被堵而突然变小可能再次大量突水等重要情况时, 应及时报告, 以便采取应急或预防措施。

9.3.5.3 受淹矿井恢复时的水文地质计算

1. 突水后各时段涌水量的计算

不同堵水方式注浆孔布置表

表 3-9-14

堵水方式	注浆布孔图示	布孔技术要求及说明
封堵含水层	 a—平面图 b—剖面图 1—突水巷道；2—突水点；3—注浆孔； 4—注浆范围；5—含水层；r—扩散半径	(1) 根据突水含水层的厚度、岩溶裂隙发育程度及注浆孔可能达到的有效扩散半径，酌情布置 2~6 个注浆孔； (2) 注浆孔离突水点不可太近，以防向井巷跑浆，亦不可太远，因太远不易命中主要岩溶裂隙，一般以 3~10m 为宜； (3) 注浆孔的间距可根据设计注浆带的宽度和单孔的扩散半径确定； (4) 可先选择 2~3 孔施工，其余钻孔作第一期注浆工程的检查孔和补充加固注浆孔陆续施工； (5) 为了检查注浆效果，突水点附近没有观测孔时，应打 1~2 个观测孔。观测孔应靠近突水点，但又要离开注浆扩散范围
封堵突水断层	 a—平面图 b—剖面图 1—突水巷道；2—突水点；3—注浆孔；4—注浆范围； 5—含水层；6—河流；7—导水断层；r—扩散半径	(1) 根据突水断层、破碎带岩溶或裂隙发育情况并考虑单孔注浆的扩散半径酌情布置 2~6 个注浆钻孔。必要时注浆带可短深到含水层之内； (2)、(3)、(4)、(5) 同上
封堵突水巷道	 a—A-A'剖面 b—B-B'剖面 1—注浆钻孔；2—砂石充填范围； 3—水泥砂浆充填范围	(1) 一般布置 3 个注浆孔，1*、2* 两孔为主要注浆孔，其间距按计算的封堵厚度确定，其间 3* 孔作质量检查和补充注浆用； (2) 钻孔的孔位除根据巷道位置确定外，尚应考虑钻孔施工倾斜因素，以免其顺巷道相向偏斜，减小封堵厚度； (3) 钻孔贯通巷道后，用旋扫器配合高压水冲刷清理巷道底板沉积的泥沙； (4) 在巷道底板进行水下爆破，以扩成喇叭形； (5) 充填时，先从端部的钻孔充填砂砾石以减少浆液流失。砾石粒径以 10~15mm 为宜。利用水力输送，并用底部带有旋扫器的钻具旋扫，将砾石投向四周。砾石每充填 0.5m 厚时，用底部带有旋扫器的钻杆靠近砾石层表面注浆，边注边旋转钻杆。如此反复充、注，直至巷顶； (6) 砂砾石充填完后，下钻杆作全孔注浆。如果孔内无压，可向孔内定量间歇注入按水泥砂浆或水灰比为 0.5 的纯灰浆（掺速凝剂），逐渐将空洞填塞严密； (7) 最后由补充注浆孔注浆加固

突水时各时段涌水量系非稳定流量,通过若干时段涌水量的计算,可绘制突水过程非稳定涌水量的历时曲线。这一曲线可反映突水过程中涌水量变化情况,一般最大突水量发生于突水后不久的时段,突水高峰持续时间极短,随后涌水量便急剧降低,如图3-9-15所示。

某时段涌水量计算式如下:

当部分井巷被淹不排水时:

$$Q = \frac{W}{t_2 - t_1} \quad (3-9-5)$$

当部分井巷被淹排水时:

$$Q = \frac{W}{t_2 - t_1} + Q_p \quad (3-9-6)$$

式中 Q ——计算时段内单位时间的平均突水量(包括突水前矿井正常涌水量), m^3/min ;

t_1 ——计算时段起始时刻, min ;

t_2 ——计算时段终止时刻, min ;

W ——计算时段内被淹井巷容积, m^3 ;

Q_p ——计算时段内单位时间的排水量, m^3/min 。

2. 受淹井恢复时涌水量 Q_D 的计算

排除被淹矿井积水的关键是把矿井水位降至突水点标高以下,因此恢复矿井的排水量不能小于水位降至突水点标高的稳定涌水量。这一水量不能通过突水过程非稳定涌水量的历时曲线求得。

由于矿井恢复时一般不具备完整的水文地质资料,淹井恢复时涌水量的准确确定比较困难,一般采用如下方法近似确定。

1) $Q-S$ 关系曲线下推法

通过两个以上的稳定点作 $Q-f(S)$ 曲线,然后将曲线外推或采用本篇第三章3.3.1.1经验公式法求得水位降至突水点标高的稳定涌水量。

稳定点可采用如下方法选取:

(1) 当突水淹没矿井水位上升到突水点以上设置排水泵站的某阶段,该泵站排水能力可使突水水位不再上升时,测定其水位保持在本阶段的稳定流量 Q_1 及降深值 S_1 ;

(2) 通过试验排水,求得试排的稳定涌水量 Q_2 及相应的水位降深 S_2 ;

(3) 加大试抽的排水能力或利用地质勘探阶段有代表性的抽水试验或放水试验资料取得另一降深下的稳定涌水量 S_3 、 Q_3 。

2) 经验系数法

经验系数是矿井突水时最大涌水量和淹井水位恢复到突水点时的稳定涌水量之比,其值随最大涌水量的增高而降低。稳定涌水量则可根据突水时最大涌水量与相应的经验系数求得。不同情况的经验系数 $\bullet$ 建议采用如下值:

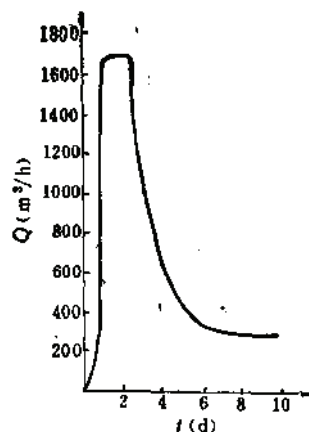


图 3-9-15 苏联某
矿井突水历时曲线

● E.П.卡尔梅科夫, 严方正、钟发德译《巷道透水的防治》, 煤炭工业出版社, 1984年

最大涌水量 (m^3/h)	经验系数
100	0.8
150~750	0.5
1000~3500	0.25

3. 静储量计算

淹井恢复中静储量的计算一般应包括如下三部分内容:

(1) 矿井积水井巷空间储存的静水量。严格地说,这部分静水量比矿井积水线以下淹没的井巷空间体积小。其原因是矿井中积水线以下存在岩石的坍塌、岩石受水膨胀、局部封闭空气压缩空间等,但是对于金属、化工矿山,因岩石一般都比较坚硬,空气封闭条件较差,井巷淹没空间不大,计算时可近似采用淹没井巷空间的实际体积。

(2) 矿井淹没后由于地下水位上升储存在采空崩落区的静水量,在生产期间淹井、采空区空间较大时计算。根据恢复排水的实际经验,建议按采空区实际空间的40%左右粗略估算。

(3) 矿井排水至突水点标高后,由疏干漏斗中释放的静水量,其计算方法见本篇第五章。

因上述(1)、(2)部分静水量处于疏干漏斗中,当这两部分水量较大时,应在本部分静水量计算中给以扣除。

4. 矿井恢复排水时间的计算

$$t = \frac{V}{Q_p - Q_D} \quad (3-9-7)$$

式中 t ——将地下水降至突水点标高时的排水时间, d;

V ——将地下水降至突水点标高时应排除的静水储量(当突水水源为原井巷未疏干的新含水层时,还应包括排至突水点后新含水层的静水量), m^3 ;

Q_p ——恢复矿井的排水能力, m^3/d ;

Q_D ——将地下水降至突水点标高时的动流量, m^3/d 。

在矿井恢复的排水过程中,进入矿井的动流量,实际上是一个随着水位降低不断增大的非稳定流量,当水位降至突水点标高时,其值最大。考虑到迅速恢复矿井的需要,计算排水时间时取最大值 Q_D 。

使用上式时,可以先确定参数 Q_p ,再求 t ,也可先确定参数 t ,再反求 Q_p 。

5. 放水钻孔的计算

有时矿井淹没后,可利用相邻未淹矿井采用放泄排水的方式恢复矿井;基建矿井周边存在被淹老窿或废弃老矿井时,也可能采用这种排水方式。

1) 单孔出水量

$$Q = Cw\sqrt{2gH} \quad (3-9-8)$$

式中 Q ——单孔出水量, m^3/s ;

C ——流量系数,其大小与孔壁的粗糙程度、孔径大小、钻孔长度等因素有关,可由试验资料求得,无资料时可取0.60~0.62;

w ——钻孔的断面积, m^2 ;

g ——重力加速度, 9.81m/s^2 ;

H ——钻孔出口处的水头高度, m 。

上式中, 由于放水时 H 是个不断变小的数值, 为简便计算钻孔的平均放水量, 可采用钻孔出口处最大水头高度的40~45%。

2) 钻孔孔数

钻孔孔数建议按矿井恢复确定的排水能力计算, 计算式为:

$$N = \frac{Q_p}{Q} \quad (3-9-9)$$

式中 N ——放水钻孔孔数, 个;

Q_p ——矿井恢复确定的排水能力, m^3/d ;

Q ——单孔出水量, m^3/d 。

由于单孔涌水量是按放水孔出口水头高度40~45%计算的, 放水初期各放水孔的总放水量将大于排水能力, 因此放水孔施工时, 应装设孔口管和水闸阀。

第十章 矿区地表水防治

编写单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院

华北冶金矿山建设公司设计研究院

编写人 李玉山 王积兴

10.1 矿区地表水防治工程设计的原则和基本要求

10.1.1 任务及特点

矿区地表水防治工程是保证采掘工作安全的一种技术措施。借以防止降雨汇水和地表水直接流入或间接渗入露天采矿场、地下采矿崩落区和岩溶塌陷区，减少矿坑排水量，提高采掘效率。

矿区地表水防治工程的研究对象多为汇水面积小的坡面径流，季节性河流、小溪、冲沟等。其水流特征是旱季水流很小，甚至干枯无水，而雨季水量骤增，特别在暴雨时常常泛滥成灾。这些小面积汇水径流，一般均缺乏实测水文资料，进行洪水计算时，主要采用洪水调查、地区性经验公式或根据暴雨资料进行计算的推理方法。因为流域小、集流快，所以一般不推求暴雨点面关系，而以总雨量为全流域雨量，按全面积均匀降雨计算。

地面防水设施主要由截水沟（包括水沟的衔接和交叉工程）、人工河槽（河流改道或河道防渗）、防洪堤坝、排泄隧洞和调洪水库等工程组成。

对于大型地表水体（大、中型河流、湖泊等）的防水工程，由于技术复杂、涉及范围广，当矿山设计中遇到此种情况时，应专题解决或委托专业部门进行设计。

10.1.2 设计基本原则和要求

10.1.2.1 设计原则

（1）矿区地表水防治工程设计必须与矿山排水、矿床疏干统筹安排，并应贯彻以防为主，防排结合的原则。

（2）凡能以防水工程拦截的地面水流，一般不允许流入露天采矿场、地下开采崩落区或岩溶塌陷区。

（3）矿区地表水的治理，要注意保护农田和水利工程，在保证安全开采的前提下，尽量不占或少占农田。

（4）对于大型地表水的防治工程，如大、中型河流的改道和围湖筑堤等，在作矿山防治地表水工程设计之前，必须制订治理规划的方案，取得当地政府和水利部门批准后，才能进行治理工程设计。

10.1.2.2 防治要求

(1) 为防止降雨坡面径流涌入露天采矿场、地下采矿崩落区和岩溶塌陷区,可修筑截水沟、防洪堤,将水流导出矿区。

(2) 在矿区开采范围内(包括露天开采境界、地下开采错动区)和岩溶塌陷区有河流直接穿越,采用保安矿(岩)柱或充填法采矿仍不能保证采矿安全,或在技术经济上不可行时,可考虑河流改道措施。有时河流虽在上述范围之外,但河水仍可大量渗入采区,对边坡或开采有严重威胁,而采用防渗措施又不可行时,亦可考虑采取河流改道措施。

(3) 当矿区内含水层露头分布区或岩溶塌陷区位于地面汇流积水区内,地表水可大量渗漏补给地下水并对矿井生产构成严重威胁,或对露天边坡有明显不利影响时,应考虑进行地表水的防渗处理。

(4) 当开采范围和岩溶塌陷区内有河流穿越,而地形、地质条件又不允许采用河流改道措施或在技术经济上不可行时,应考虑采用水库调洪、排洪隧洞或排洪渠道泄洪的防治方案,以保证矿井安全生产。

(5) 在矿井井口、露天采矿场、地下采矿错动区和岩溶塌陷区低于地表水最高洪水位或设计频率洪水位时,应采取提高井口标高、筑堤防洪等措施。

(6) 在受洪水和内涝威胁的矿区,如已有坚固的地区性防洪堤,可按防洪堤内内涝水进行防洪设计。内涝水的防洪设计可采用提高场地标高或用泵排涝等方式。当内涝或洼地积水有可能侵入井下时,应采取拦截疏导、压实防渗、填废石造田或用水泵排除等措施。

10.1.3 设计标准

矿区地表水防治工程目前尚未制订国家统一标准,各系统的矿山防洪标准,大多数是根据矿山规模的大小确定。下列表3-10-1、3-10-2、3-10-3分别为冶金矿山防洪设计常用标准和煤炭工业设计防洪标准,可供设计选用和参考。

冶金矿山防洪设计常用标准表

表3-10-1

工程分类及矿山规模					设计标准	
截水沟		河流改道及防洪堤		调洪水库	设计频率	校核频率
露天矿	地下矿	露天矿	地下矿	总库容(10^4m^3)	(%)	(%)
—	—	—	—	100~1000	1	0.33
—	—	—	大型	<100	2	0.5
—	大型	大型	中型	—	2	1
大型	中型	中型	小型	—	5	2
中小型	小型	小型	—	—	10	5

注:1.表中频率是冶金矿山常用的设计标准,设计中可根据企业性质,失事所造成的损失程度等具体情况确定。

2.防洪水位标高应高于或等于校核水位,但岸边防护以设计水位为准。

露天煤矿防洪设计常用标准表

表 3-10-2

级 别	地面排水沟		河流改道及露天采 掘场防洪堤	设计标准	
	采 掘 场	其 它		设计频率(%)	校核频率(%)
I				1	0.2
II	特大型 I		特大型 I	1	0.33
III	特大型 I	特大型 I	特大型 I	2	0.5
IV	大型	特大型 I	大、中型	2	1
V	中型	大型	小型	4	2
VI	小型	中型		10	4
VII		小型		10	—
VIII				20	—

- 注: 1. 特大型 I 为年产量 ≥ 600 万吨, 特大型 II 为 200 万~500 万吨, 大型为 150 万、120 万、90 万、60 万吨, 中型为 45 万、30 万吨, 小型为 20 万、15 万、10 万吨;
 2. 表中地面排水沟只按设计频率进行设计, 不加校核;
 3. 地表排水沟中采矿场水沟系指保护采矿场之水沟, 其它水沟包括保护排土场等其它地面引水沟, 其泛滥不致危害露天采矿场者;
 4. 矿区水系之洪水有可能同时淹没一个以上采矿场时, 则应按其中最大采矿场的防洪级别提高一级标准设计, 如可能同时淹没全矿区时, 则容许按其中类型最大的露天矿(矿井)防洪级别提高一级设计;
 5. 防洪水位标高应高于(或等于)校核水位, 但岸边防护以设计水位为准;
 6. 根据实际调查所得的历史最高洪水位高于表中校核水位时, 应以历史最高洪水位作为校核水位。

地下开采煤矿防洪设计标准表

表 3-10-3

级别	企业规模及工程性质	设计频率(%)	校核频率(%)
I	大中型矿井井口	1	0.33
II	小型矿井井口	2	0.5
III	大中型矿井, 大型选煤厂及 IV 型矿区机电修配厂的工业场地	1	
IV	小型矿井, 中、小型选煤厂以 I、II、III 型矿区机电修配厂的工业场地, 居住区	2	

- 注: 1. 矿区内防洪工程可采用统一设计标准, 也可按矿区内企业类型及工程性质, 在互不影响安全的条件下, 分别采用不同设计标准;
 2. 若观测洪水(包括调查可靠、有重现可能的历史洪水)高于上述标准时, 则应按观测洪水设计, 但当观测洪水的频率在 III 级防洪级别超过 0.5% 或 IV 级防洪级别超过 1% 时, 则分别按 0.5% 和 1% 进行设计;
 3. 矿井地面变电所、通风机房、绞车房以及与矿井井口相连的通道口(如风道、人行道等)按同类型矿井井口标准采取防洪措施;
 4. 本表摘自中华人民共和国煤炭工业部 1978 年 12 月制订的《煤炭工业设计规范》。

10.1.4 设计的基本内容

10.1.4.1 截水沟

- (1) 平面布置及截水沟型式;
- (2) 确定防洪标准, 和进行设计洪峰流量计算;
- (3) 断面设计, 包括断面型式和水力计算;
- (4) 确定截水沟的护砌类型;
- (5) 研究设置跌水或陡坡等消能设施的必要性;
- (6) 跌水、陡坡工程布置, 水力计算和结构设计;
- (7) 截水沟工程设施的工程量计算。

10.1.4.2 河流改道

- (1) 河流改道必要性和可行性的论证;
- (2) 改河线路起点和终点的确定, 改河线路的选择和平面布置;
- (3) 确定防洪标准和计算洪峰流量;
- (4) 改河方案比较, 确定技术可行经济合理的方案;
- (5) 新河道的断面设计, 包括设计原则、断面型式及水力计算;
- (6) 河流改道附设的水工构筑物;
- (7) 改河工程设施工程量计算。

10.1.4.3 调洪水库

- (1) 论证设置调洪水库的必要性和可行性;
- (2) 调洪水库的工程布置;
- (3) 库容计算, 死库容和防洪库容的确定;
- (4) 洪水计算, 包括洪峰流量、洪水总量、洪水过程线及调洪演算;
- (5) 坝址选择;
- (6) 坝型选择;
- (7) 坝高确定;
- (8) 坝体构造及断面尺寸的确定;
- (9) 坝坡稳定分析;
- (10) 筑坝材料及技术要求;
- (11) 坝体工程量估算;
- (12) 泄洪系统设计: 泄洪方式的确定、排洪隧洞的选线和工程布置、泄洪量计算、隧洞断面设计、排洪隧洞的结构型式;
- (13) 调洪水库各水工构筑物工程量计算。

10.1.4.4 防洪堤

- (1) 防洪堤设置的必要性和可行性论证;
- (2) 设计频率洪水位及防洪堤标高的确定;
- (3) 防洪堤平面布置;
- (4) 堤体结构及断面设计;

(5) 筑堤材料及技术要求;

(6) 工程量计算。

10.1.4.5 河床防渗

(1) 河床渗流防治的必要性和可行性论证;

(2) 河流渗漏量的确定;

(3) 采取的防渗措施;

(4) 防渗工程布置;

(5) 防渗工程量计算。

10.1.4.6 矿区内涝水及积水处理

(1) 处理必要性的论证;

(2) 内涝水积水量的估算;

(3) 内涝水及积水处理原则与方法;

(4) 排水设施;

(5) 内涝水治理工程量。

10.1.4.7 附图

(1) 地面防水工程平面布置图;

标明截水沟的位置、中心线、起始点、各转点及终点、沟纵坡、流向等;

标明原河道位置、新河道的起始点、各转点及终点,新河道纵坡和流向,河流改道附近设水工构筑物的布置等。

(2) 标明防洪堤、拦洪坝及泄洪系统等工程的平面布置。

(3) 必要时附上水工构筑物剖面图。

10.2 设计所需基础资料

10.2.1 水文气象资料

收集工程所在地区的《水文手册》,如缺少该资料,应收集矿区最近测站的水文、气象资料。其内容主要包括:

(1) 设计频率的最大24h暴雨量 $H_{24,p}$ 或历年最大24h暴雨量均值 H_{24} 或历年日最大降雨量及其变差系数 C_v 、偏差系数 C_s 、暴雨强度递减指数 n ;

(2) 多年一次最大降雨量及持续时间,历年三日、七日最大降雨量;

(3) 地区暴雨参数及有关洪水计算地区参数;

(4) 计算洪水的地区经验公式;

(5) 当地土壤最大冻结深度及冰冻期;

对于调洪水库还要收集:

(6) 典型暴雨的时程分配雨型;

(7) 相邻地区中、小型水利工程暴雨及洪水计算中所采用的有关数据;

(8) 常年主导风向及平均风力、最大风速、风力及风向。

10.2.2 测量资料

10.2.2.1 初步设计阶段所需资料

(1) 防洪工程地区流域地形图, 比例尺为 $1:50000 \sim 1:10000$, 若汇水面积很小, 亦可采用较大比例尺地形图。

地形图范围应包括工程所在位置河道上游的全部主、支河道和全部汇水面积。

(2) 截水沟、河流改道线路和堤坝等防洪工程设施所在地区的地形图, 比例尺为 $1:5000 \sim 1:1000$ 。

(3) 河道横断面和纵断面实测图, 对于显示洪水痕迹调查结果的河道横断面至少应进行三个断面测量(间距 $50 \sim 150\text{m}$) 并实测历史最高洪水水位标高。

10.2.2.2 施工图设计阶段所需资料

(1) 沿截水沟、新河道、泄洪隧洞线路的带状地形测量图, 比例尺 $1:100 \sim 1:500$, 测量宽度 $50 \sim 100\text{m}$ 。

(2) 沿工程中心线进行地形剖面测量, 比例尺 $1:1000 \sim 1:500$ 。

(3) 坝址地形图, 比例尺 $1:1000 \sim 1:500$, 测量范围至坝址外 $30 \sim 50\text{m}$, 标高至坝顶以上 $10 \sim 20\text{m}$ 。

施工图阶段所需各部分地形图应采用统一的座标高程系统, 并尽可能采用同一比例尺。

10.2.3 水文地质及工程地质资料

对截水沟、河流改道等工程设计一般需要如下资料:

- (1) 岩层的名称、时代、岩性、厚度、产状及分布;
- (2) 基岩的节理裂隙发育程度、岩溶裂隙发育程度及规律, 溶洞充填情况以及岩溶塌陷的可能性及分布规律预测;
- (3) 地质构造的类型及其特征、断裂破碎带的分布、宽度、产状等情况;
- (4) 含水层(包括透水层)的岩性、厚度、分布及埋藏条件, 地下水位、透水性、水力性质、涌水量和补给、排泄条件以及地下水水质、水化学类型等;
- (5) 岩土分析和试验项目要求见表 3-10-4。

调洪水库除需要上述资料外, 尚应有如下资料:

- (6) 可致滑动的弱层及软弱结构面的分布及特征;
- (7) 不良物理地质现象, 如自然滑坡、崩塌、泥石流以及流砂等不良地质现象发育情况及其对工程的影响程度; 另外对地区地震等级资料要进行收集。

10.2.4 经济地理资料

- (1) 调洪水库范围内的耕地种类、面积、单产量、征购价格及赔偿费用;
- (2) 上述范围内的林木种类、面积或株数, 经济价值, 征购价格及赔偿费用;
- (3) 水库内及其下游附近需拆迁居民户数, 房屋间数、人口数、居民可迁往的去

向, 搬迁费用及房屋拆建费用;

(4) 水库内水井、坟墓的数量及其赔偿费用;

(5) 民井的供水量及使用情况。

10.2.5 水文、地貌调查资料

(1) 河道的最大洪水痕迹调查资料;

(2) 河道或水库汇水面积内的地貌、植被覆盖情况, 山坡和河道的土壤性质等情况;

(3) 库区内泉水的性质、数量、涌水量及用途。

10.2.6 建筑材料调查资料

调查粘土、块石、砂砾石等产地、分布范围、可采量、质量、开采及运输条件等。

10.2.7 试验与分析资料

(1) 水质分析: 分析项目要求如下:

阴离子有 Cl^- 、 SO_4^{2-} 、 NO_3^- 、 HCO_3^- 、 CO_3^{2-} ; 阳离子有 K^+ 、 Na^+ 、 Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 、 Fe^{3+} 、 Fe^{2+} 、 NH_4^+ ; pH值, 总酸度、强酸酸度、总碱度、重碳酸盐碱度、碳酸盐碱度、氢氧化物碱度、总硬度、碳酸盐硬度、非碳酸盐硬度、游离 CO_2 、侵蚀 CO_2 、耗氧量和总矿化度等。

(2) 地表水防治工程基础岩石的分析和试验项目要求见表3-10-4。

(3) 筑堤坝材料的分析和试验项目要求见表3-10-5。

10.3 截水沟和河流改道

10.3.1 工程布置

10.3.1.1 截水沟工程布置

截水沟的作用是拦截从山坡流向露天采矿场、地下开采崩落区或岩溶塌陷区的坡面径流, 并疏引至保护区以外。

1. 工程布置原则

(1) 截水沟设计应与矿坑排水设计统筹考虑, 要最大限度地拦截可能流入保护区(露天采矿场、地下开采崩落区和岩溶塌陷区)的汇水, 以尽可能减少矿坑排水量。

(2) 制订露天采矿场内、外截水沟布置方案时, 应以自流排水为原则, 以采掘进度计划为依据, 配合采矿工程的发展, 确定建一层沟或多层沟, 建永久沟或临时沟。对地形

地表水防治工程基础岩土的分析试验项目表

表 3-10-4

建(构)筑物	坝基			排洪隧洞				挡水(土)墙			截水沟或河道	
分析试验项目名称	粘土类	砂类土	黄土	粘土类	砂类土	黄土	岩石	粘土类	砂类土	黄土	粘黄土	砂类土
密 度	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
天然容重	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
孔 隙 比	+	+	+	+	+	+	-	+	+	+	+	+
天然含水量	+	+	+	+	+	+		+	+	+	+	+
饱 和 度	+	-	+	+		+	-	+	-	+	+	-
可 塑 性	+	-	+	+	-	+	-	+	-	+	+	-
稠 度	+	-	+	+	-	+	-	+	-	+	+	-
相对密度	-	+	-	-	+	-	-	-	+	-	-	-
颗粒分析	-	+	-	-	+	-	-	-	+	-	-	+
收 缩	-	-	-	-	-	-	-	①	-	①	-	-
剪 切	②	-	②	+	-	+	-	+	-	+	+	-
压 缩	+	-	+	+	-	+	-	+	-	+	-	-
休止角(干、湿)	-	③	-	-	+	-	-	-	+	-	-	③
湿 化	+	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-
可溶盐含量	+	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-
有机质含量	+	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-
渗透系数	+	-	+	-	④	-	-	-	-	-	-	④
临界孔隙比	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
孔隙水压力系数	+	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-
软化系数	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-
相对湿陷系数	-	-	+	-	-	+	-	-	-	+	-	-
饱和自重压力下湿陷系数	-	-	+	-	-	+	-	-	-	+	-	-
湿陷起始压力	-	-	+	-	-	-	-	-	-	+	-	-
极限抗压强度(干、湿)	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-
弹性模量	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-
泊 索 比	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-
弹性抗力系数	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-
坚固系数	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-
声波测试	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-

注: 1.表内“+”号为需要者,其右上角数标为: +①仅对多年冻土区粘性土和非湿陷性土,其天然含水量小于塑限时才需要;+②浸水剪切;+③有地下水的深挖或浸水填方时才需要湿休止角;+④考虑基础排水时才需要。

2.砂类土的试验项目指能采取原状土样时的项目,如只能采扰动样,则只进行筛分和休止角试验。

3.红土(西南地区)试验项目,一般可参照粘性土确定,但应按工程具体情况适当增加膨胀等项目。

筑坝材料的分析和试验项目

表 3-10-5

项 目	材 料			
	石 料	砾 石	砂 土	粘 土
颗粒组成	-	+	+	+
岩石成份	+	+	+	-
可溶盐及亚硫酸化合物含量	+	-	+	+
密 度	+	+	+	+
容重(干)	+	+	+	+
吸 水 性	+	-	-	-
渗 透 性	-	-	+	+
有机物含量	-	+	+	+
极限抗压强度(干、湿)	+	+	-	-
抗 冻 性	+	+	-	-
天然含水量	+	-	+	+
击 实	-	-	-	+
孔 隙 比	-	-	+	+
可塑性(塑限、液限)	-	-	-	+
剪 切	-	-	+	++
压 缩	-	-	-	++
软化系数	+	-	-	-
孔隙水压力系数	-	-	-	+
临界孔隙比	-	-	+	-
安息角(水下、干的)	-	-	+	-
膨胀及崩解	-	-	-	+
最大分子吸水量	-	-	+	-

注：1.表内“+”号为需要者；

2.“++”号为在最佳含水量时的试验。

较平坦且采矿场外汇水面积不大的露天矿，以一层场外截水沟拦截采矿场外全部坡面迳流为宜。对于采矿场内截水沟，由于深凹露天开始形成，即深部排水工程投产之时，往往最大截流水平尚未掘进到最终位置，不能如期建永久沟。因此，只能分期分批地设置多层沟或配合临时截水沟。

(3) 当截水沟需要改变沟壑自然水流方向时，应注意防止对其下游村庄、农田水利等方面产生不良影响。

(4) 截水沟出口与河沟汇流处的交角一般应小于 60° 并以弧形连接;沟出口底部标高,最好在河沟相应频率的洪水位标高以上,一般应在常水位标高以上。

(5) 截水沟通过坡度较大地段,水流流速很大,且对下游建筑物或其它地面设施有不利影响时,应根据具体地形、地质条件,设置跌水、陡坡等消能设施;跌水和陡坡不得设在沟的转弯处。

(6) 为避免水沟淤塞和冲刷,水沟弯段应以圆弧与直线段平顺连接,其最小允许半径一般不应小于设计水位的水面宽度的5倍;对岩石沟或有加固措施者,也不应小于水面宽度的2.5倍。

2. 工程位置确定

截水沟的具体位置,主要根据安全条件、地形、工程地质和水文地质条件确定。

(1) 设计中应充分利用各种自然有利条件,因地制宜地布置截水沟;

(2) 截水沟距露天最终境界线的最小距离,一般情况下不应小于30m;对地下开采的矿床,截洪沟距开采最终错动线的最小距离不应小于20m;

(3) 截水沟应选择在工程地质条件比较好的地段,尽量避开流砂或有滑坡危险的地段;

(4) 截水沟应尽量避免布置在与矿坑充水有关的含水层露头、断层破碎带上,对必须穿越的部位要采取相应的防渗措施。

10.3.1.2 河流改道工程布置

(1) 新河道的位置选择,应考虑到矿区的远景开发规划。

(2) 为保证边坡稳定性,要求地表水体尽量远离露天境界,以免水流渗入边坡影响其稳定性。河流改道应视露天矿边坡岩层的倾角、强度、渗透性以及弱层赋存情况,将新河道布置在安全地带,以防滑坡破坏新河道。

据露天煤矿经验:在一般情况下,新河道距露天境界不应小于200m;经边坡稳定验算后,认为安全可靠且渗透性又不强的地区,新河道距露天境界之最小距离亦不应小于100m。

根据金属露天矿生产实践,应遵循地表水体尽量远离露天开采境界的原则。当地形条件无法满足上述要求时,在开采深度较小、围岩倾角与边坡倾向相反、围岩力学强度较高、渗透性差且无弱层存在的情况下,新河道与露天境界距离可以适当缩小,但在最困难条件下,亦不应小于30m。距境界近且有渗流发生时,应采取严格的防渗措施,避免地表水对露天矿边坡岩层的水力补给。

(3) 新河道同地下开采最终错动线之距离,应根据矿山建筑物和构筑物的保护措施要求,并考虑地表水体涌入错动区可能引起的后果性质进行确定。一般情况下,地表水体水边线与最终错动线的距离不应小于50m;在地形条件布置有困难情况下,亦不得小于20m。

(4) 在满足采矿工程对防洪要求的前提下,依地形条件和野外勘测资料,改河线路应尽可能选择在既能使新河道线路达到最短,又能尽量利用天然河床和地形,避开滑坡、流砂等不稳定土层等地段,还应尽量避免将新河道布置在与矿坑和边坡围岩充水有关的含水层露头、断层破碎带上,对必须穿越的部位,应采取相应的防渗措施。

(5) 改河起点应顺河势,不要硬逼水流急转弯,而且最好选在河床不易受到剧烈冲

刷的地段上。

(6) 改河终点应止于河床较稳定的地段, 且与原河道平顺连接, 尽可能做到不干扰原来水流的水力性质。新旧河道交角不宜过大, 以防冲刷对岸和引起下游河道的不稳和变迁。

(7) 新河道应大体符合当地天然稳定河道的规律, 根据改河地段的长度及地形、地质情况, 选定最适宜的河道轴线。新河道弯段应以适当的圆曲线和直线段与河道平顺连接。圆曲线半径以在 $5 \sim 8B$ (B 为稳定河宽) 之间, 两曲线间直线过渡段的长度, 以不大于 $4B$ 为宜。

(8) 为引导水流由原河道进入新河道, 一般要在新河道进口附近或其上游设导流堤坝。导流堤坝距新河道衔接部位要有一定距离, 以防导流堤坝被水流冲溃。

10.3.2 洪峰流量计算

对有比较长期的实测流量资料的河流进行洪峰流量计算时, 可从历年实测流量中, 每年摘取一个最大的流量值, 用频率计算方法直接算得符合设计频率的洪峰流量。

无资料河流的设计洪峰流量, 可按地区经验公式法, 用暴雨资料推求设计洪峰流量的推理公式法或者根据洪水调查等方法计算。

10.3.2.1 地区经验公式

这种方法是根据一个地区各小流域的实测洪水和调查洪水资料, 设法找出该地区河流的洪峰流量与各主要影响因素之间的关系。把这种关系以数学方程的形式表示出来, 然后利用这种关系推求缺乏实测资料流域的设计洪峰流量。这些关系式, 都是根据各地区实测经验数据得到的, 所以叫做地区经验公式。

地区经验公式是矿山防洪工程设计进行洪峰流量计算的主要方法之一, 公式可由各省、区水文手册查得。最简单、最常见的形式为:

$$Q_p = C_p F^N \quad (3-10-1)$$

式中 Q_p ——频率为 P 的设计洪峰流量, m^3/s ;
 C_p ——与流域自然地理和频率等因素有关的系数;
 F ——流域面积, km^2 ;
 N ——面积指数。

C_p 与 N 可由各省、区水文手册查取。

应当指出, 地区经验公式适用的集水面积是有一定范围的。根据经验, 使用地区经验公式时, 最小面积应不小于 $15 km^2$, 否则计算结果偏大。

10.3.2.2 公路科学研究所简化公式^①

$$Q_p = \psi(h-z)^{3/2} F^{1/6} \gamma \beta \quad (3-10-2)$$

式中 Q_p ——设计频率为 p 的洪峰流量, m^3/s ;

① 河北省交通规划设计院, 《公路小桥涵手册》, 人民交通出版社, 1982年。

h ——迳流厚度, mm, 根据工程所在地区的暴雨分区从表 3-10-6 和表 3-10-7、表 3-10-12 查得;

z ——拦蓄厚度, mm, 从表 3-10-8 查得;

ψ ——地貌系数, 从表 3-10-9 查得;

F ——汇水面积, km^2 ;

γ ——汇水面积内雨量不均匀折减系数, 当汇水面积长度或宽度大于 5 km 时, 须考虑降雨量不均匀造成迳流量和体积减小的作用, 可从表 3-10-10 查得;

β ——洪水传播流量折减系数, 当汇水面积的重心到计算断面处的距离大于 1 km 时, 流量应乘以折减系数 β , 可从表 3-10-11 查得。

为了简化计算, 可利用图 3-10-1 a、b、c、d 诸模图求设计洪峰流量。

按如下规则使用图 3-10-1:

(1) 使用公式: $Q = \Psi(h-z)^{3/2} F^{4/5}$;

(2) 在已知 F 、 ψ 、 $(h-z)$ 各值时, 求解 Q 值, 先对准下尺的 F 点 (例如 0.45 km^2), 再以水平方向对准 $(h-z)$ 值 (例如 $h-z=17$), 再垂直向下对准 ψ 值 (例如 $\psi=0.10$), 再以水平方向交于 Q 尺上所需交点, 即为所求之 Q 值 ($Q=7.4 \text{ m}^3/\text{s}$);

(3) 求出流量 Q 值后, 再乘以 γ 和 β 的折减系数, 即为设计流量。

10.3.2.3 简化推理公式

$$Q_p = \frac{A(S_p F)^B}{\left(\frac{L}{mJ^{1/3}}\right)^C} - D\mu F \quad (3-10-3)$$

式中

Q_p ——设计频率 P 的洪峰流量, m^3/s ;

S_p ——频率为 P 的暴雨雨力, mm/h ;

F ——计算断面以上汇水面积, km^2 ;

L ——计算断面至分水岭的主河槽长度, km ;

m ——汇流参数;

J ——主河槽的平均坡降;

μ ——产流历时内流域平均入渗率, mm/h ;

A 、 B 、 C 、 D ——最大洪峰流量计算系 (指) 数, 可根据 n 值由表 3-10-14 查取;

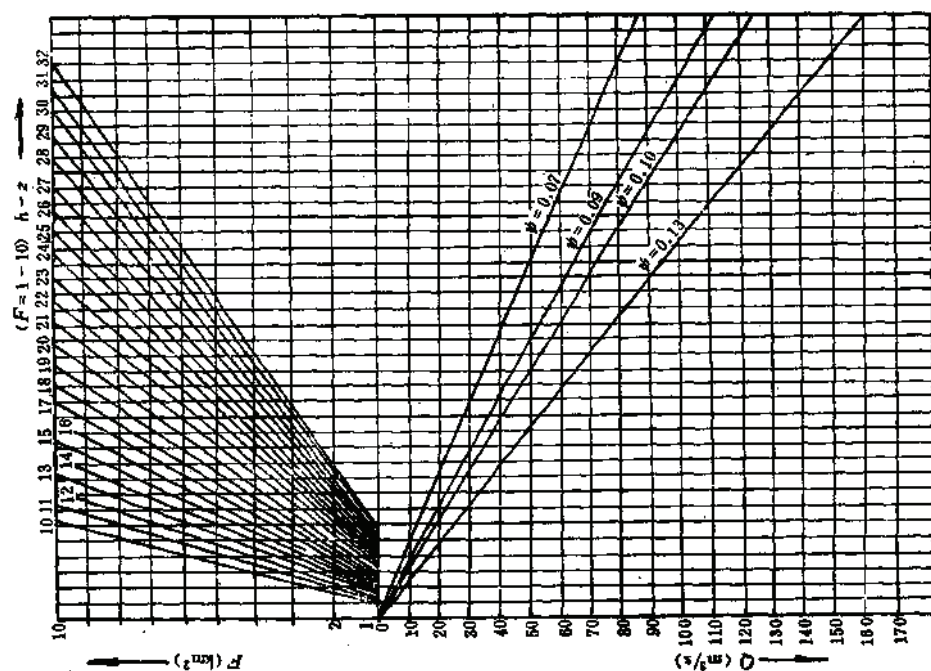
n ——暴雨递减指数, 当 $\tau \leq 1$ 时, 取 $n=n_1$, $\tau > 1$ 时, 取 $n=n_2$ (n_1 、 n_2 可由当地水文手册查取);

τ ——流域汇流历时, h 。

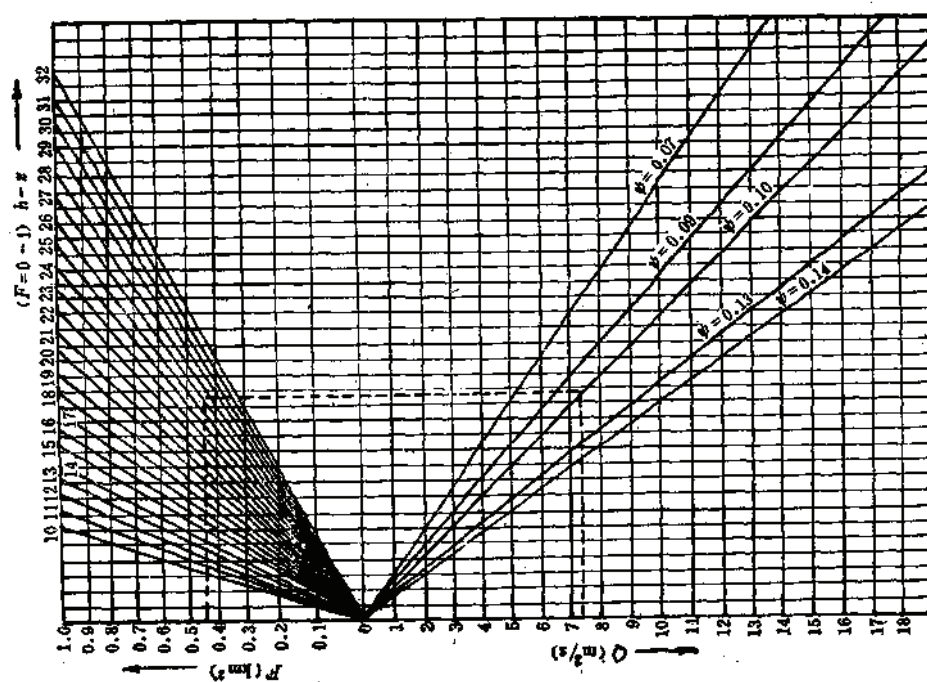
简化推理公式的计算步骤如下:

先取 $n=n_1$ ($\tau \leq 1$), 查出 A 、 B 、 C 、 D , 并按下述方法确定出 S_p 、 m 、 μ 、 J , 代入公式 3-10-3 即可求出一个 Q_p , 然后再用公式 3-10-10 计算 τ 。当计算的 τ 值也小于或等于 1 时, Q_p 即为所求; 如计算的 $\tau > 1$ 时, 则应取 $n=n_2$ 重新计算。

有时可能遇到如下情况: 设 $\tau \leq 1$, 算出的 $\tau > 1$, 再设 $\tau > 1$, 算出的 $\tau \leq 1$ 。遇此情



a. $F = 0 \sim 1 \text{ km}^2$ 汇水面积流量图解;



b. $F = 1 \sim 10 \text{ km}^2$ 汇水面积流量图解;

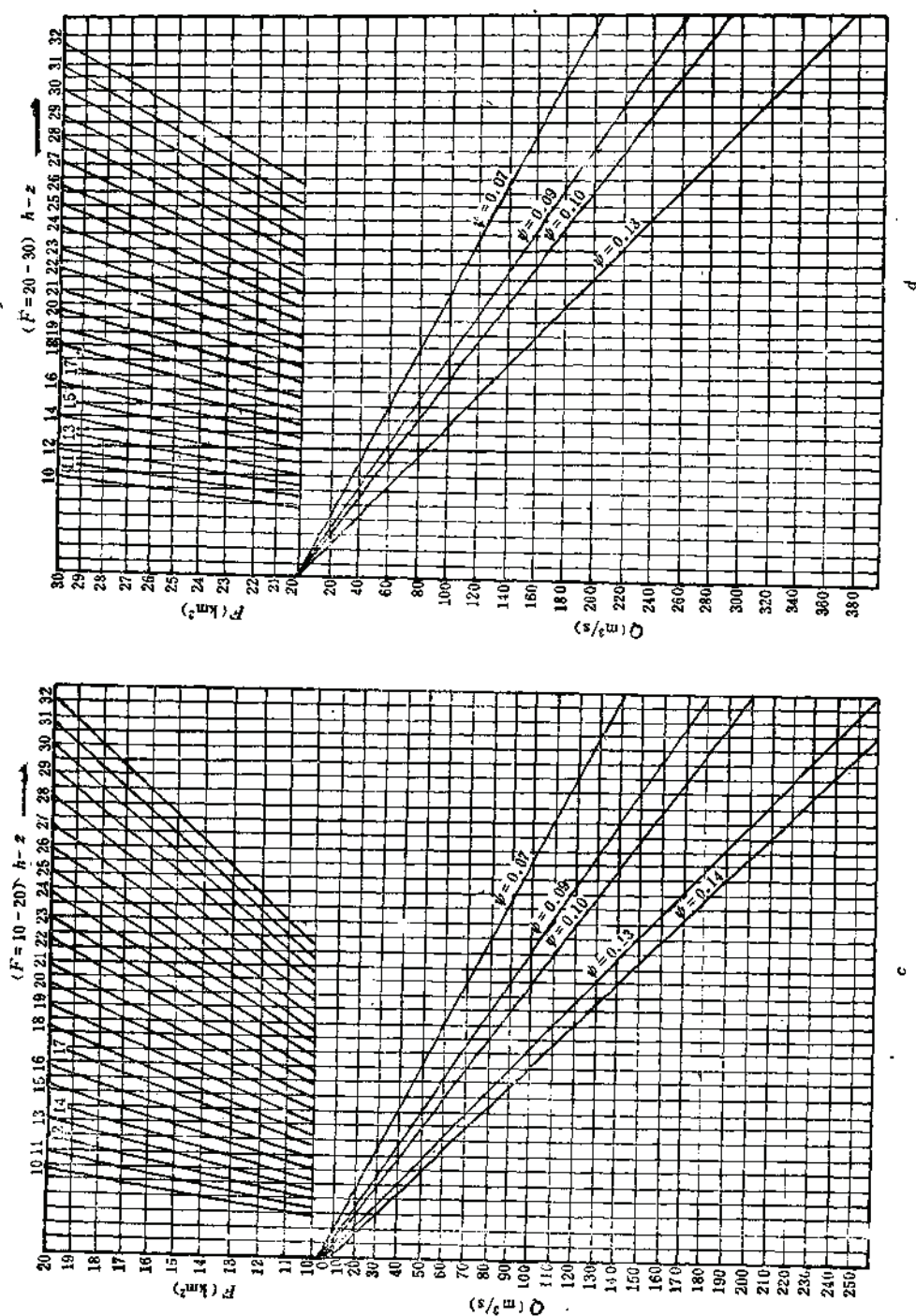


图 3-10-1 小汇水面积流量计算图解

c. $F=10 \sim 20 \text{ km}^2$ 汇水面积流量图解

d. $F=20 \sim 30 \text{ km}^2$ 汇水面积流量图解

常用迳流厚度 h 值表(简化公式用)

表 3-10-6

区 别	土壤类别	洪 水 频 率						区 别	土壤类别	洪 水 频 率					
		1:25			1:50					1:25			1:50		
		汇流时间(min)								汇流时间(min)					
		30	45	60	30	45	60			30	45	60	30	45	60
第 1 区	I	41	50	65	45	56	73	第 7 区	I	54	68	85	60	75	96
	II	32	35	47	36	44	55		II	46	57	71	52	66	82
	III	27	32	41	31	38	49		III	41	51	63	47	59	74
	IV	20	26	32	25	30	39		IV	34	41	51	39	50	61
	V	13	15	18	18	20	25		V	21	26	35	29	35	46
	VI	3	5	7	7	9	13		VI	9	10	13	17	19	23
第 2 区	I	48	58	70	51	63	79	第 8 区	I	59	77	105	65	85	116
	II	33	45	54	43	51	62		II	52	67	92	58	76	103
	III	32	38	42	37	45	55		III	47	61	83	53	69	95
	IV	27	31	37	30	38	45		IV	39	51	72	45	59	82
	V	18	21	20	22	26	28		V	27	36	66	34	45	63
	VI	3	—	—	8	9	7		VI	18	25	38	24	33	49
第 3 区	I	52	66	86	56	70	93	第 9 区	I	58	69	81	63	74	86
	II	37	54	70	48	59	77		II	50	59	67	56	64	72
	III	37	48	64	41	52	70		III	46	53	59	51	58	66
	IV	32	41	54	37	46	60		IV	38	42	47	43	48	53
	V	24	31	40	28	34	44		V	26	28	28	30	32	34
	VI	13	17	24	15	20	30		VI	5	6	9	10	9	15
第 4 区	I	52	64	84	56	70	97	第 10 区	I	43	54	67	46	57	71
	II	44	54	72	48	62	82		II	35	43	53	38	46	57
	III	39	50	64	43	55	75		III	30	38	46	34	41	50
	IV	32	40	53	35	45	64		IV	24	29	33	27	32	38
	V	20	25	37	23	32	53		V	13	16	16	15	19	21
	VI	12	14	18	16	21	30		VI	—	—	—	—	—	—
第 5 区	I	43	55	72	48	60	78	第 11 区	I	40	50	64	43	56	68
	II	35	44	60	40	50	65		II	31	39	50	34	43	55
	III	30	39	52	35	43	57		III	27	34	42	28	36	46
	IV	24	31	42	27	34	47		IV	16	24	30	20	26	35
	V	14	19	26	17	23	32		V	9	15	11	12	15	19
	VI	5	6	9	7	9	15		VI	—	—	—	—	—	—
第 6 区	I	48	57	71	52	61	79	第 12 区	I	48	58	72	53	62	78
	II	40	47	57	44	51	65		II	41	48	58	45	52	64
	III	35	41	50	39	46	56		III	35	41	50	41	48	57
	IV	27	32	37	31	36	44		IV	27	32	39	33	38	44
	V	16	19	21	22	23	27		V	15	19	21	21	23	26
	VI	2	3	5	5	6	9		VI	2	2	4	5	5	7

续表

区 别	土壤类别	洪 水 频 率						区 别	土壤类别	洪 水 频 率					
		1:25			1:50					1:25			1:50		
		汇流时间(min)								汇流时间(min)					
		30	45	80	30	45	80			30	45	80	30	45	80
第13 区	I	35	41	48	40	47	54	第16 区	I	36	45	56	41	90	63
	II	26	29	32	31	35	37		II	28	34	41	32	38	47
	III	21	24	24	26	30	30		III	23	28	33	27	33	40
	IV	14	15	14	20	21	20		IV	16	20	24	21	26	31
	V	2	—	—	9	6	1		V	9	10	—	13	15	13
	VI	—	—	—	—	—	—		VI	—	—	—	—	—	—
第14 区	I	30	36	45	34	41	50	第17 区	I	52	64	76	58	70	85
	II	21	25	27	25	29	34		II	44	52	61	50	59	68
	III	16	19	20	20	23	25		III	39	45	53	44	53	60
	IV	3	6	9	14	16	15		IV	32	37	42	32	45	50
	V	—	—	—	6	5	1		V	24	28	26	29	34	32
	VI	—	—	—	—	—	—		VI	6	2	2	12	9	5
第15 区	I	37	46	56	39	49	63	第18 区	I	46	57	75	52	64	81
	II	29	35	39	31	39	48		II	37	46	58	43	53	64
	III	23	29	33	25	32	39		III	32	40	51	37	46	57
	IV	17	20	22	19	24	29		IV	28	33	41	33	39	47
	V	10	9	—	13	16	—		V	20	22	25	24	28	31
	VI	—	—	—	—	—	—		VI	7	8	6	10	12	11

注：1.“区别”的划分，可参照表3-10-12确定；

2.“土壤类别”由表3-10-7查得；

3.汇流时间 t 根据汇水面积 F 的大小，分别采用：当 $F \leq 10\text{km}^2$ ， $t = 30\text{min}$ ； $10 < F \leq 20$ ， $t = 45$ ； $20 < F \leq 30$ ， $t = 80$ 。

按土壤名称确定土壤类别表

表3-10-7

土壤类别	土壤名称	特征及分布	土壤类别	土壤名称	特征及分布	土壤类别	土壤名称	特征及分布
I	无缝岩石	例不风化或风化很少的光秃石山	I	盐碱土	分布较广，特征是表层呈片状，并有白色盐霜	V~VI	黑钙土	分布于东北、内蒙。
	冻土	气候严寒，永冻层离地面很低的地带	I~II	山地草甸土	位于森林线以上，雪线以下地区，分布于青海西藏高原、西北、西南山地		灰色森林土	分布于华北平原四端及青海等处。
	重粘土	湿时可搓成条，弯曲不断	I~II	砂粘土	湿时可搓成条，弯时断裂		棕壤	分布自辽东半岛、辽宁西南部、长江沿岸、西部山地高原一带。
I~II	冰沼土	分布在新疆西藏高山雪线以上地区，四川西部松潘高山高原顶部。		红壤	剖面呈鲜红色，分布于长江以南，东南沿海，云贵等省		褐土	分布河北东北部、华北平原西端，黄土高原东南部、西北及四川西部山地
	沼泽土	指沼泽地洼地带，长年积水		黄壤	分布地区和红壤同，以贵州最广		栗钙土	新疆、西北和内蒙等沙漠盆地四周分布很广
	水稻土	指种植水稻的地带。		紫色土	剖面呈紫色，分布以四川最广，云贵亦有		黄土	分布于华北及西北黄土高原上，以山西、陕西、甘肃几省较多
I	粘土	湿时可搓成条，弯曲不断	I~IV	灰钙土	分布于内蒙新疆等地	V	粘砂土	湿时不易搓成条
	龟裂地	干燥时开裂，雨后裂缝消逝		漠钙土	分布于内蒙、新疆、甘肃西部与宁夏等地	VI	沙	

拦蓄厚度 Z 值表

表 3-10-8

地 面 特 征	Z (mm)
密草高1.0m以下,稀灌木丛,幼林(高1.5m以下)	5
幼林(高1.5m以上)灌木丛	10
稀林(郁闭度40%)	15
中等稠密林(郁闭度60%左右)	25
密林(郁闭度80%以上)	35
阻草地、青苔泥沼地洪水时期长有农作物的耕地	20~40
根浅茎细的旱田农作物和麦类	5
根深茎粗的旱田农作物如高粱	10
山地水稻田(梯田)	10
平地水稻田	20

注:郁闭度为树冠所遮盖的面积占汇水面积的百分比。

地貌系数 ϕ 值表

表 3-10-9

地 形	按主河沟平均坡度 I (%)	汇水面积 F (km ²) 的范围		
		F < 10	10 < F < 20	20 < F < 30
平 地	1, 2	0.05	0.05	0.05
平 原	3, 4, 6	0.05	0.06	0.06
丘 陵	10, 14, 20	0.09	0.07	0.06
山 地	27, 35, 45	0.10	0.09	0.07
山 岭	60~100	0.13	0.11	0.08
	100~200	0.14		
	200~400	0.15		
	400~800	0.16		
	800~1200	0.17		

折减系数 γ 表

表 3-10-10

汇流时间 t (min)	季候风气候地区				西北和内蒙地区			
	汇 水 面 积 长 度 或 宽 度 (km)							
	25	35	50	100	5	10	20	35
30	1.0	0.9	0.8	0.8	0.9	0.8	0.7	0.6
45		1.0	0.9	0.9	1.0	0.9	0.8	0.7
60			1.0	0.9		0.9	0.8	0.7
80				1.0		1.0	0.9	0.8
100							0.9	0.8
150							1.0	0.9
200								1.0

折减系数 β 表

表 3-10-11

汇水面积重心至桥涵的距离 L_0 (km)	1	2	3	4	5	6	7	10
平地及丘陵汇水区	1	0.85	0.90	0.85	0.80	0.75	0.70	0.60
山地及山岭汇水区	1	1	1	0.95	0.90	0.85	0.80	0.70

注: 1. 当汇水面积长度或宽度大于5km时, 计算流量应乘 γ 值;

2. 当汇水面积的重心到桥涵等建筑物处的距离 L_0 大于1km时, 计算流量应乘 β 值;

3. 将整个汇水面积展开书本一样, 分为左右相似、相等的两边, 书本中间装订边的长度即为汇水面积长度。

暴雨分区及各区范围表

表 3-10-12

区 别	分 区 界 线				分 区 范 围
	东	南	西	北	
第1区	白海河入海处起至太行山东麓	黄河	五台山、太行山	燕山山脉	主要是太行山东面山区, 包括: 河北西北部、河南西北角、山西东部一小部分
第2区	黄河	黄河	由海河入海处起至太行山东麓		华北平原, 包括: 河北大部分、山东黄河以北、河南黄河以北的东北角一小部分
第3区	黄海	沂河	运河	黄河、渤海	山东半岛, 包括: 山东大部分、江苏北部一小部分
第4区	黄海	天目山、黄山、大别山、大洪山、荆山	武当山、巫山	沂河、运河、黄河、嵩山	淮河流域和长江下游平原, 包括: 江苏全部、安徽、河南的绝大部分、湖北北部一小部分、山东西南角
第5区	武夷山	大庾岭和沿广西北部省界山脉	武陵山脉	黄山、大别山、大洪山、荆山	长江流域中游平原, 包括: 湖南全部、江西、湖北一部分、安徽西南角浙江广西一小部分
第6区	指苍山、戴云山	罗浮山、九连山	武夷山、大庾岭、北江西江分水岭	天目山	东南丘陵区, 包括: 浙江、福建、广东大部分、江西东南角
第7区	东海、台湾海峡	韩江、九龙江分水岭	指苍山、戴云山	杭州湾	东南丘陵区, 包括: 浙江、福建一部分
第8区	韩江、九龙江分水岭	南海	国界	罗浮山、九连山、云开大山、十万大山	东南丘陵区包括: 广东省一大部分, 广西南部一小部分
第9区	北江、西江分水岭	云开大山、十万大山	沿经度108°山脉	沿省界山脉苗岭山脉	东南丘陵区, 包括: 广西省大部分, 广西西部一小部分
第10区	武陵山脉	苗岭、国界	沿经度107°山脉、大娄山、沿经度104°山脉	大巴山	云贵高原区, 包括: 贵州全部、陕西、湖北、四川、云南的一部分和广西西北角
第11区	沿经度104°山脉	国界	国界	北纬28°	云贵高原区, 包括: 云南大部分, 四川一小部分

续表

区 别	分 区 界 线				分 区 范 围
	东	南	西	北	
第12区	沿经度107°山脉	大娄山	茶坪山、邛来山、米金山、大相岭	米仓山、摩天岭	四川盆地, 包括: 四川一大部分
第13区	大兴安岭、太行山、五台山、武当山、亚山	大巴山	洛河、泾河发源地分水岭	长城	黄土高原区, 包括: 山西大部分、河北、陕西、甘肃的一部分
第14区	大兴安岭	太行山、五台山	贺兰山、六盘山	阴山、锡林浩特、国界	北部高原和黄河高原包括: 内蒙古自治区的大部分、河北、山西、甘肃的一小部分
第15区	小兴安岭	大小兴安岭南麓	大兴安岭	国界	黑龙江和内蒙的一部分
第16区	国界	国界龙江山、公主岭、双山、燕山山脉	大兴安岭	国界大小兴安岭南麓	松花江平原, 包括: 黑龙江、吉林、辽宁、内蒙的一部分
第17区	龙江山、公主岭	千山、辽东湾	大兴安岭东麓	双山	运河平原区, 包括: 辽宁的大部分、吉林、内蒙河北的一部分
第18区	鸭绿江	西朝鲜湾		龙江山、千山	辽东半岛区, 包括: 辽宁的一部分

注: 1. 海南岛地区用第8区暴雨资料, 兰州可用第14区的暴雨资料;

2. 新疆、西藏等地区, 因形成最大洪水多半为融雪水, 不在本分区方案之内;

3. 台湾省尚未分区;

4. 区内山区迎风坡常出现较大暴雨, 分区用的降雨量——历时——重现期曲线系代表平均情况, 因此, 在使用时应加注意。这些山区根据现有资料了解有: 泰山南面山区; 大别山山区; 黄山山区; 湘西山区; 峨眉山山区; 邛来山区; 腾冲附近; 横断山脉; 广西省西北山区。

还有受台风影响的沿海地区, 在这些地区的迎风坡上常有大暴雨出现。

频率换算系数表

表 3-10-13

洪水频率(%)	1	2	4	5		10	20	50
按公路科研所简化公式求得($F \leq 10 \text{ km}^2$)			1.0		0.9	0.8	0.7	0.5

况, 可取 $n = \frac{n_1 + n_2}{2}$ 进行计算。

S_p 、 m 、 J 、 μ 及 τ 的确定方法如下:

(1) S_p 的计算

$$S_p = \frac{H_{24p}}{24^{1-n_2}}$$

(3-10-4)

$$H_{24p} = K_p H_{24}$$

式中 H_{24p} ——频率为 P 的24h降雨量, mm;

K_p ——模比系数, 由附录表附 3-9 查取;

$\bar{H}_{24}$ ——年最大24h降雨量均值, mm, 由当地水文手册查取;

n_2 ——暴雨递减指数 n 的取值, 此处因 $r=24>1$, 故取 $n=n_2$ 。

(2) m 的确定

此值除与河床及山坡的糙率、断面形状等因素有关之外, 还反映与流量形成有关的其它一切在公式中未能反映的因素, 对流量影响很大, 工程设计中应尽可能从当地新整编的水文手册中查取, 如无此项资料时, m 可参照表3-10-15选用。

(3) J 的计算

$$J = \frac{(Z_0 + Z_1)l_1 + (Z_1 + Z_2)l_2 + \dots + (Z_{n-1} + Z_n)l_n - 2Z_0L}{L^2}$$

(3-10-5)

式中

Z_0 ——主河槽纵断面上, 设计断面处的地面标高, m;

$Z_1, Z_2, \dots, Z_n$ ——设计断面上游各计算断面处的地面标高, m;

$l_1, l_2, \dots, l_n$ ——各相邻计算断面间的水平距离, m;

L ——设计断面至分水岭的主河槽水平长度, m。

(4) μ 的计算

入渗率 μ 值可先按公式3-10-6求出:

$$\mu = X \left(\frac{S_p}{h_R^{n_2}} \right)^Y$$

(3-10-6)

式中 X, Y ——计算云(指)数, 根据 n_2 由表3-10-16查取;

h_R ——历时 t_R 的主雨峰产生的迳流深, mm。对于有暴雨迳流相关资料的地区, 可根据主雨峰降雨量 $H_R = S_p t_R^{1-n}$ 由暴雨迳流相关图上查得; 对于无上述资料的地区, 则可按公式3-10-7计算历时24h降雨的迳流深 h_{R24} , 取 $h_R = h_{R24}$ 。

$$h_{R24} = \alpha_{24} H_{24} p$$

(3-10-7)

式中 α_{24} ——历时24h的降雨迳流系数, 可由表3-10-17查取。

在计算出 μ 值以后, 应用公式3-10-9进行复核:

$$t_c = \left[(1 - n_2) \frac{S_p}{\mu} \right]^{\frac{1}{n_2}} \leq t_R$$

(3-10-8)

式中 t_c ——主雨峰产流历时, h;

t_R ——主雨峰降雨历时, h, 取 $t_R = 24$ h;

其它符号意义同前。

复核结果如满足公式3-10-8的条件, 则按公式3-10-6计算出的 μ 值即为所求。如 $t_c > t_R$, 则应改按公式3-10-9计算 μ 值:

$$\mu = (1 - \alpha_{24}) \frac{H_{24} p}{24}$$

(3-10-9)

式中符号意义同前。

表 3-10-14

设计洪峰流量计算表(指)数

n	0.50	0.52	0.54	0.56	0.58	0.60	0.62	0.64	0.66	0.68	0.70	0.72	0.74	0.76	0.78	0.80
$A = \frac{4(1-n)}{3.6}$	0.481	0.493	0.506	0.519	0.533	0.547	0.562	0.578	0.594	0.610	0.628	0.646	0.665	0.684	0.705	0.726
$B = \frac{4}{4-n}$	1.143	1.150	1.155	1.163	1.168	1.176	1.183	1.190	1.197	1.205	1.212	1.219	1.225	1.235	1.243	1.250
$C = \frac{4n}{4-n}$	0.572	0.598	0.624	0.652	0.678	0.707	0.734	0.763	0.791	0.818	0.848	0.878	0.908	0.938	0.968	1.00
$D = \frac{1}{3.6} \times \frac{4}{4-n}$	0.318	0.319	0.321	0.323	0.325	0.327	0.329	0.331	0.333	0.335	0.337	0.339	0.341	0.343	0.345	0.347

表 3-10-15

汇流系数 m 值

流域河道情况	m	
	$\theta = 1 \sim 30$	$\theta = 30 \sim 100$
周缘性水流落差陡峻, 河床中为粗砾石, 流域内植被覆盖, 黄土内壅地区, 洪水期挟带大量泥沙	0.8~1.2	1.2~1.4
周缘性或经常性水流, 河床中主要为卵石, 有滩地, 并长有杂草, 流域内多为灌木或田地	0.7~1.0	1.0~1.2
周缘丰沛性河流, 河床有山区卵石、砾石, 河槽流域内植被覆盖较好或多为水稻	0.6~0.9	0.9~1.1

注: 表中数值只代表一般地区的平均情况, 相应的设计洪水深 70~150mm, 如大于 150mm 时, m 值略有减小, 小于 70mm 时, m 值略有增加, 表中 $\theta = L/J^{1/3}$

表 3-10-16

μ 值 计 算 系 (指) 数 表

n_2	0.5	0.52	0.54	0.56	0.58	0.60	0.62	0.64	0.66	0.68	0.70	0.72	0.74	0.76	0.78	0.80
$X = \frac{(1-n)n}{1-n}$	0.25	0.234	0.223	0.211	0.198	0.186	0.174	0.163	0.152	0.141	0.131	0.12	0.11	0.101	0.091	0.082
$Y = \frac{1}{1-n}$	2.0	2.084	2.173	2.272	2.38	2.5	2.632	2.778	2.94	3.125	3.338	3.572	3.845	4.163	4.55	5.00

表 3-10-17

降雨历时为 24h 的径流系数 α_{24}

地 区	山 区						丘 陵 区					
$H_{24}(\text{mm})$	100~200	200~300	300~400	400~500	>500		100~200	200~300	300~400	400~500	>500	
粘土类	0.65~0.8	0.8~0.85	0.85~0.9	0.9~0.95	>0.95		0.6~0.75	0.75~0.8	0.8~0.85	0.85~0.9	>0.9	
壤土类	0.55~0.7	0.7~0.75	0.75~0.8	0.8~0.85	>0.85		0.3~0.55	0.55~0.65	0.65~0.7	0.7~0.75	>0.75	
砂壤土类	0.40~0.6	0.6~0.7	0.7~0.75	0.75~0.8	>0.8		0.15~0.35	0.35~0.5	0.5~0.6	0.6~0.7	>0.7	

(5) τ 的确定

$$\tau = 0.278 \frac{L}{m J^{1/3} Q^{1/4}} \quad (3-10-10)$$

式中符号意义同前。

10.3.2.4. 用调查洪水资料推求洪峰流量

在流域的设计断面处或附近洪痕易于确定的河段,找当地老年人调查历史上出现的洪水水位及其出现的年份,并绘制该河道的纵、横断面及洪水位,据此进行洪峰流量计算。

1. 调查洪水的洪峰流量计算

$$Q = wC\sqrt{Ri} \quad (3-10-11)$$

式中 Q ——计算流量, m^3/s ;

w ——过水断面面积, m^2 , 可取调查河段几个实测断面的平均值;

C ——谢才系数, 可根据 R 、 n 由附录 3 谢才系数 C 值表中查得;

i ——河槽水面坡降, 一般可近似取为河床坡降;

R ——河槽的水力半径, m , 对宽浅式河槽可取为平均水深;

n ——河槽的粗糙系数, 可由附录 3 沟渠糙率表中查得。

2. 调查洪水频率的计算

在被调查者所知的年限内发生过几次洪水, 其中各次洪水的频率可按公式 3-10-12 近似确定。

$$P = \frac{M}{N+1} \times 100\% \quad (3-10-12)$$

式中 P ——调查的历次洪水的频率, %;

M ——调查的历次洪水由大至小排列的次序数;

N ——调查的历次洪水发生的总年数。

3. 由调查断面的洪峰流量推求设计断面的洪峰流量

当设计断面距调查断面有一定距离时, 设计断面处的洪峰流量可按公式 3-10-13 计算。

$$Q_2 = \left(\frac{F_2}{F_1} \right)^\alpha Q_1 \quad (3-10-13)$$

式中 Q_1 、 Q_2 ——分别为调查断面和设计断面处的洪峰流量, m^3/s ;

F_1 、 F_2 ——分别为调查断面和设计断面处的汇水面积, km^2 ;

α ——汇水面积指数, 大流域 $\alpha = \frac{1}{2} \sim \frac{2}{3}$, 小流域 ($F \leq 30 km^2$) 可取 $\alpha = 0.8$ 。

4. 设计频率的洪峰流量

由调查洪水推求设计洪水的洪峰流量可按公式 3-10-14 计算。

$$Q_{p2} = \frac{K_{p2}}{K_{p1}} Q_{p1} \quad (3-10-14)$$

式中 Q_{p1} 、 Q_{p2} ——分别为调查洪水 and 设计洪水的洪峰流量, m^3/s ;

K_{p1} 、 K_{p2} ——分别为调查洪水 and 设计洪水的频率 P_1 、 P_2 的模比系数, 可由附录 3 中皮尔逊 III 型曲线模比系数表查取。

10.3.3 沟渠断面设计

10.3.3.1 沟渠断面形式

矿山防洪工程中的截洪沟和小型河道常用断面形式为梯形, 在岩石中开凿的或有衬砌的沟渠工程也可采用矩形。对于流量较大的新河道设计, 考虑到洪水期和枯水期流量相差悬殊的特点, 可以采用复式梯形断面。

10.3.3.2 沟渠断面水力计算

1. 设计沟渠断面水力计算的基本要求

- (1) 满足沟渠的过水能力和不冲不淤的基本要求;
- (2) 设计的断面在相同的过水断面、底坡、糙率等情况下, 具有较大的过水能力;
- (3) 便于施工。

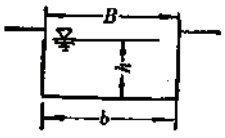
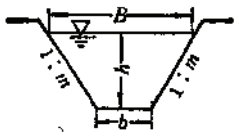
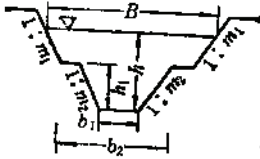
2. 沟渠水力计算中有关参数的确定

1) 沟渠过水断面、湿周、水力半径和水面宽度的确定

各种断面沟渠的过水断面面积 (ω)、湿周 (x)、水力半径 (R) 和水面宽度 (B) 的计算公式见表 3-10-18。

水沟断面的水力要素计算式

表 3-10-18

断面形式	断面面积(ω)	湿周(x)	水力半径(R)	水面宽度(B)
矩形 	bh	$b + 2h$	$\frac{bh}{b + 2h}$	b
梯形 	$(b + mh)h$	$b + 2h\sqrt{1 + m^2}$	$\frac{(b + mh)h}{b + 2h\sqrt{1 + m^2}}$	$b + 2mh$
复式梯形 	$(b_1 + m_1h_1)h_1 + [b_2 + m_2(h - h_1)](h - h_1)$	$b_2 - 2m_1h_1 + 2h_1\sqrt{1 + m_1^2} + 2(h - h_1)\sqrt{1 + m_2^2}$	$\frac{\omega}{x}$	$b_2 + 2m_2(h - h_1)$

2) 边坡系数的确定

边坡系数 $m = \operatorname{ctg} \alpha$ (α 为断面边坡线与水平线的交角)。一般根据岩土性质、挖填深度、水深大小以及砌护形式等因素选定。

(1) 挖方沟渠边坡系数

当沟渠挖方深度小于 5 m, 水深小于 3 m 时, 最小边坡系数可按表 3-10-19 选定。

挖方沟渠边坡系数 (m) 参考表

表 3-10-19

岩土类别	边坡系数	岩土类别	边坡系数
粉、细砂	3.0~8.5	亚砂土	1.5~2.0
普通密度的粗、中砂	2.0~2.5	亚粘土、黄土、粘土	1.5~2.5
密实的粗、中砂	1.5~2.0	风化岩石	0.25~0.50
砾石、卵石	1.5~2.5	未风化岩石	0.00~0.25

对混合土壤的边坡系数应按稳定性较小的土质选定。

对铺砌块石护坡的水沟, 开挖的坡度可视实际情况采用暂不崩塌的坡度。

(2) 填方沟渠边坡系数

当填方高度大于 5 m 时, 边坡角度应通过稳定分析或参考已有的经验予以确定。

对于填方高度不超过 5 m 的沟渠, 如图 3-10-2 所示, 其边坡系数可参照表 3-10-20 选用。

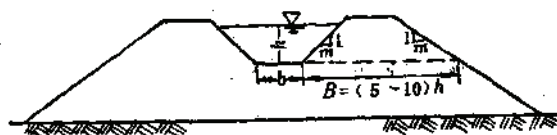


图 3-10-2 填方沟渠示意图

填方沟渠边坡系数 (m) 参考表

表 3-10-20

沟渠土质	流 量 (m³/s)							
	>10.0		2.0~10.0		0.5~2.0		<0.5	
	内 坡	外 坡	内 坡	外 坡	内 坡	外 坡	内 坡	外 坡
粘土、重壤土、中壤土	1.25	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
轻壤土	1.50	1.25	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
砂壤土	1.75	1.50	1.50	1.25	1.50	1.25	1.25	1.25
砂 土	2.25	2.00	2.00	1.75	1.75	1.50	1.50	1.50

3) 沟渠超高的确定

矿区地面截水沟和河道的安全超高, 是保证在设计频率洪水发生时, 不致造成沟渠河道溢流所必须的高度。

矿区地面截洪沟或新河道设计的安全超高可参考下列数值选定。

汇水面积大于 3 km^2 : 安全超高 $0.5 \sim 1.0 \text{ m}$;

汇水面积 $1 \sim 3 \text{ km}^2$: 安全超高 $0.3 \sim 0.5 \text{ m}$;

汇水面积小于 1 km^2 : 安全超高 $0.2 \sim 0.3 \text{ m}$ 。

在保证施工质量的前提下, 允许用水沟挖方土作安全超高, 其加高部份应保证设计要求尺寸并应夯实。

4) 谢才系数 C 值的计算

我国通常采用曼宁 (Manning) 公式或巴甫洛夫 (Н.Н.Павловский) 公式进行计算。

$$\text{曼宁公式: } c = \frac{1}{n} R^{\frac{1}{6}} \quad (3-10-15)$$

$$\text{巴甫洛夫公式: } c = \frac{1}{n} R^Y \quad (3-10-16)$$

$$Y = 2.5\sqrt{n} - 0.13 - 0.75\sqrt{R} (\sqrt{n} - 0.1)$$

式中 R ——水力半径, m ;

n ——边壁糙率;

Y ——指数。

从曼宁公式和巴甫洛夫公式可以看出, 沟渠糙率 n 值对谢才系数 C 值的影响很大, 也就是说在设计中 n 值的选定对沟渠断面平均流速和流量的影响很大。所以在沟渠设计中, 必须根据具体情况分析影响沟渠水流阻力的各种因素, 参考已有的经验, 尽可能定出符合实际的糙率值。各种沟渠的 n 值可按附录 III 中的自然、人工河槽、沟渠糙率表选用。

5) 沟渠纵向底坡的选择

沟渠的纵坡应根据工程所在位置的地形、岩土性质和冲刷等因素, 经综合分析确定。底坡的大小直接影响到沟渠中水的流速, 因此, 底坡的选择还必须使相应的流速满足截水沟或新河道不冲不淤或冲淤平衡的要求。

根据我国煤矿开采的实际经验, 土层中的水沟纵坡在 $3 \sim 5\%$ 时效果良好, $2 \sim 3\%$ 时有淤积, $5 \sim 7\%$ 时略有刷底及刷帮现象, 故在设计中一般应采用 $3 \sim 5\%$ 的纵坡为宜。但在水沟有局部冲刷而不影响其它构筑物时, 纵坡可采用 $6 \sim 7\%$ 。

对于新河道的设计, 其底坡除紧密结合地面坡度、冲刷淤积等因素外, 还应仿照原河道确定。一般情况下, 设计的新河道可较原河道略陡些, 但需符合稳定河道比降要求。

不论截水沟还是新河道, 同一地层条件都应尽可能设计成一个坡度。

3. 沟渠设计的水力计算方法

在沟渠设计中, 对于具有规则形状断面和较缓纵坡 (不超过临界水力坡度), 且二者均无急剧变化的一般沟渠, 其水力特征均可视为明渠均匀流。

(1) 明渠均匀流计算公式

明渠均匀流基本公式

$$Q = wC\sqrt{Ri} = \frac{1}{n}wR^{2/3}\sqrt{i} \quad (3-10-17)$$

梯形断面:

$$Q = \frac{1}{n} (b + mh) h \left[\frac{(b + mh) h}{b + 2h\sqrt{1 + m^2}} \right]^{2/3} \sqrt{i} \quad (3-10-18)$$

复式梯形断面:

$$Q = \left(\frac{W_1 R_1^{2/3}}{n_1} + \frac{W_2 R_2^{2/3}}{n_2} + \frac{W_3 R_3^{2/3}}{n_3} \right) \sqrt{i} \quad (3-10-19)$$

$$W = W_1 + W_2$$

$$R_1 = \frac{W_1}{b_1 + b_2 + b_3}, \quad R_2 = \frac{W_2}{b_4 + b_5}, \quad R_3 = \frac{W_3}{b_6 + b_7}$$

式中 n ——糙率;

W ——过水断面面积, m^2 ;

R ——水力半径, m ;

i ——水力坡度(均匀流时和底坡相等);

h ——沟渠水深, m ;

m ——边坡系数;

其余符号见图 3-10-3 图示。

(2) 沟渠断面的计算方法

(1) 沟渠水力最优断面的计算方法

图 3-10-3 复式梯形断面计算图示

对梯形断面沟渠, 满足水力最优断面的宽深比 β_m 的条件为:

$$\beta_m = \frac{b_m}{h_m} = 2 (\sqrt{1 + m^2} - m) \quad (3-10-20)$$

相应的水力半径 R_m 为:

$$R_m = \frac{h_m}{2} \quad (3-10-21)$$

相应的流量表达式(应用曼宁公式计算谢才系数)为:

$$Q = 4 (2\sqrt{1 + m^2} - m) \frac{\sqrt{i}}{n} \left(\frac{hm}{2} \right)^{8/3} \quad (3-10-22)$$

水力最优断面的水力计算步骤如下:

当已知 Q 、 i 、 n 、 m , 由式 3-10-22 求得水深 h_m ; 继而由 3-10-20 式求得底宽 b_m ; 接着求相应的断面平均流速 V_m , 以校核是否满足不冲不淤的要求。

按水力最优断面设计的沟渠断面, 当 $m = 0$ 即矩形沟渠 $\beta_m = 2$, 为宽浅式。但当 $m > 1$ 时, 即对常用的梯形断面沟渠为窄深式, 这种形式对施工是很不利的, 不能达到经济目的, 因而大型沟渠常不按水力最优断面设计, 而设计成宽浅式的沟渠断面。但对于中小型沟渠, 其造价基本上决定于开挖的土方量, 在没有特殊困难的情况下, 可参照水力最优断面来设计。对于有衬砌的沟渠, 有时也按水力最优断面考虑。

(2) 沟渠实用经济断面的计算方法

既考虑施工方便又能基本上满足水力最优断面要求的沟渠断面为实用经济断面。实用最优断面的过水断面面积 w 与水力最优断面 w_m 相近。

当 Q 、 i 、 n 、 m 已定的情况下,并应用曼宁公式计算谢才系数,可得某一断面与水力最优断面的水力要素之间有如下的关系:

$$\left(\frac{h}{h_m}\right)^2 - 2\alpha^{2/3}\frac{h}{h_m} + \alpha = 0 \quad (3-10-23)$$

$$\beta = \frac{b}{h} \frac{\alpha}{\left(\frac{h}{h_m}\right)^2} (2\sqrt{1+m^2} - m) - m \quad (3-10-24)$$

$$\alpha = \frac{W}{W_m} = \frac{V_m}{V} = \left(\frac{R_m}{R}\right)^{2/3} \quad (3-10-25)$$

公式3-10-23和3-10-24为实用经济断面水力计算的基本公式。

实用经济断面的水力计算步骤如下:

(1)按水力最优断面计算出 h_m 值;

(2)取一个 α 值,由式3-10-23解得一小于1.0的 $\frac{h}{h_m}$ 值,即得实用经济断面水深 h ;

(3)由式3-10-24求出 β 值,即得其相应的底宽 b ,其中 α 值的选择应根据设计中对 h 的要求和经济的观点去确定。为简化计算,给出表3-10-21以供应用;

(4)核算断面平均流速 V 是否符合不冲不淤的要求。

10.3.3.3 沟渠加固

当截水沟、新河道等沟渠工程的设计平均流速超过容许(不冲刷)流速时,或者沟渠开挖在松散层中,为了保持边坡稳定需要采取加固措施。在土层中开挖的沟渠,普遍采用干砌石加固;而在流速更大情况下,可以采用浆砌石加固;对于有特殊要求的采用混凝土加固。浆砌石和混凝土砌护设计详见本章10.6节。

干砌石加固是利用块石或片石砌成规则的沟渠护面,以保护沟渠边坡稳定和提高抗冲刷能力。

1. 适用条件

- (1)用于无防渗要求的各种梯形断面沟渠;
- (2)用于开挖在砂、砾石和各种土层中的沟渠;
- (3)满足极限流量时沟中允许(不冲刷)流速要求,见附录3中的容许流速表。

2. 干砌石厚度

砌石厚度依据抗冲要求确定,一般经验数据为:

单层干砌石厚度:20~30cm

双层干砌石厚度:40~60cm

3. 垫层

实用经济断面水力计算表

表 3-10-21

α	1.00	1.01	1.02	1.03	1.04
h/h_m	1.000	0.822	0.760	0.718	0.683
m	β				
0.00	2.000	2.992	3.530	3.996	4.462
0.25	1.561	2.459	2.946	3.368	3.790
0.50	1.236	2.097	2.564	2.968	3.373
0.75	1.000	1.868	2.339	2.746	3.154
1.00	0.828	1.734	2.226	2.652	3.078
1.25	0.704	1.673	2.199	2.654	3.109
1.50	0.608	1.653	2.221	2.712	3.202
1.75	0.528	1.658	2.271	2.802	3.332
2.00	0.480	1.710	2.377	2.955	3.533
2.25	0.420	1.744	2.463	3.058	3.707
2.50	0.380	1.808	2.583	3.254	3.925
3.00	0.320	1.987	2.860	3.633	4.407

当松散土层沟渠水流速大于土层允许（不冲刷）流速，为防止水流淘刷细颗粒时，一般应设计粒径为 2~4 cm，厚 15 cm 的砾石垫层。

在细粒土中开挖的沟渠，一般应设计双层结构的垫层，总厚度不小于 25 cm。垫层的下层粒径为 0.5~2 cm，厚 10 cm；上层粒径 2~4 cm，厚 15 cm，如图 3-10-4 所示。

4. 隔墙

为防止沟渠砌石因局部冲毁而扩大，一般每隔 10~20 m 的间隔设计一排隔墙（图 3-10-5）。隔墙多采用较大粒径的块石干砌或浆砌到沟渠可能的冲刷深度以下。隔墙形式是沟坡为直线形，沟底为拱形，拱顶迎着水流方向。

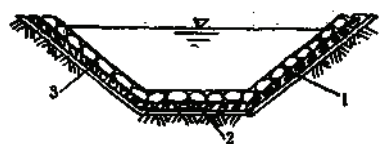


图 3-10-4 干砌石梯形断面沟渠
1—沟渠水面；2—干砌石护面；3—砾石垫层

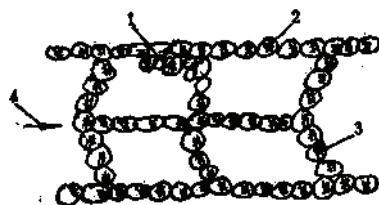


图 3-10-5 沟底拱形隔墙
1—沟底砌石；2—坡角石；3—隔墙；
4—水流方向

5. 材料要求

- (1) 块石应选送未风化的硬质岩石；
- (2) 块石的极限抗压强度不小于 $200 \times 10^6 \text{ Pa}$ ；

(3) 块石边长尺寸应大于15~20cm;

(4) 垫层应选用干净的砂砾石, 含土量须在5%以下, 否则应经筛选。

6. 施工注意事项

(1) 先砌沟底后砌沟壁, 沟底和沟壁的坡脚和坡顶, 均应选用尺寸较大石料。

(2) 砌石应嵌合紧密, 其间空隙用碎石填塞, 表面要求平整。

(3) 粘性土质沟底应先夯实后再铺设垫层和护面。

10.4 跌水与陡坡

跌水与陡坡是沟渠工程中应用最广泛的落差建筑物。矿山截水沟和新河道等沟渠工程, 其设计的基本原则, 是在保证通过防洪流量要求的前提下, 使沟渠河道不冲不淤。为此, 必须使沟渠保持一定的纵向坡降。当沟渠河道通过地面坡度过陡的地段时, 为使沟渠设计达到经济合理, 尽量避免深挖方、高填方沟段, 最常用的工程措施, 就是根据沟渠设计坡降和实际地形情况, 将沟底高程的落差适当集中, 并在落差集中处修建跌水或陡坡, 作为沟渠上下落差连接建筑物。

10.4.1 跌水与陡坡的工程布置

10.4.1.1 落差建筑物位置和形式的选定

当矿山截水沟或河流改道线路已确定, 即沟渠坡降一定时, 结合沟线通过地段的地形、地貌等因素, 按下列原则确定落差建筑物的位置、数量和形式。

(1) 开挖土石方量应尽可能小;

(2) 落差较小的地段或冰冻较剧地区的沟渠可采用跌水, 地形变化较均匀而落差又较大时, 宜采用陡坡;

(3) 当地形陡峻或呈台阶地貌而落差又很大时, 可采用多级式跌水或陡坡。

10.4.1.2 多级跌水、陡坡的布置

多级跌水、陡坡工程的布置, 在一般情况下, 设计成各级首尾互相衔接是比较合理的, 但其级数、落差等, 往往受地形条件限制。如级数过多, 将会影响各级消力池的布置, 故宜结合实际情况综合考虑。特别是对深挖方或高填方沟段的多级跌水、陡坡工程, 在设计时应因地制宜, 不必强求各级首尾紧密连接。有的级间也可布置一段沟渠, 而且也可采取跌水与陡坡互相配合布置, 以求工程经济合理。

10.4.2 跌水、陡坡工程设计的基本要求

跌水、陡坡消能构筑物设计的基本要求如下:

(1) 跌水、陡坡的水流流态, 应尽量避免设计成淹没泄流, 而须按自由出流进行泄流能力设计和计算。因为淹没流态, 不易保证沟渠上、下游水位和流量的稳定, 而且将降低下游消能效果。实践证明, 在地形条件一定时, 因保持自由出流而增加的少量落差, 对工程量的增大是有限的。

(2) 落差的确定: 跌水的落差选取一般以5m为上限, 实际工程也很少超过5m的。实

实践证明,跌水落差过大时,会造成开挖方量增大和跌水墙混凝土(或浆砌石)工程量加大,从而使工程造价增高,也给下游消能带来麻烦。

陡坡的落差大小,主要根据地形条件和陡坡坡面护砌材料的抗冲流速大小来确定。一般情况下,陡坡可以适应较大的落差。陡坡面的护砌工程,主要是保护坡面免遭急剧冲刷,比跌水墙设计要简单一些。各种材料抗冲流速见表3-10-22。

各种建筑材料抗冲允许流速

表3-10-22

序号	材 料 名 称	一般条件下				修理很困难时			
		水流平均深度(m)							
		0.4	1.0	2.0	3.0	0.4	1.0	2.0	3.0
		平均流速(m/s)							
	(1) 水泥砂浆砌体								
1	软弱沉积岩块石砌体, 石料标号不低于100号	2.9	3.5	4.0	4.4	1.4	1.7	2.0	2.2
2	中等强度沉积岩块石砌体	10	12	14	15	6.0	6.0	6.9	7.5
3	坚硬石料的块石砌体, 石料标号不低于300号	12	14	16	18	6.0	7.2	8.3	9.0
	(2) 混凝土或钢筋混凝土								
4	混凝土标号为C ₁₀	18	22	24	25	9	11	12	14
5	混凝土标号为C ₁₅	24	25	25	25	12	14	16	18
6	混凝土标号为C ₂₀	25	25	25	25	13	16	19	20
7	混凝土标号为C ₂₅	25	25	25	25	15	18	21	23

(3)一般陡坡的坡降($\text{tg}\alpha$)均大于临界坡降,上游下泄水流不受陡坡段内水流运动的影响,但坡降大小却对水流在陡坡段扩散流态有明显的影 响,并对下游消能也有直接关系。就工程范围而言,在落差一定时,坡降越大,陡坡长度越短,工程量也就越少,所以在实际工程中,陡坡多采用较大的坡降。但是,在陡坡结构设计中,铺砌护面主要用于防冲,一般不考虑陡坡底部基础的滑动作用力影响。这就是说,只有在陡坡坡降不超过基础土层的内摩擦角时,才是稳定可靠的。所以在土层基础上的陡坡最大坡降宜根据土层内摩擦角大小来确定。

(4)在中小型陡坡设计中,一般认为陡坡段水流压力变化对工程的影响可以忽略不计。但对大落差、大流量的高速泄洪陡槽的设计,则应估计到这种压力的变化对工程的影响。

(5)在地下水位较高或土层渗透性较大的地带,对落差较大的陡坡段,应考虑设置地基防渗和排水的工程措施,以保证陡坡的工程安全稳定。

(6)对落差很大的陡坡,或者落差虽然不大、但位于地基上的陡坡,为利于下游消能、减轻下游沟渠冲刷,单宽流量不能太大。一般为了减轻下游消能段的负担,多从进口后开始采用平面逐渐扩散的陡坡形式,如图3-10-6。陡坡段扩散角可采用公式3-10-26进行计算。

$$\operatorname{tg} \theta_c = a_0 \frac{2.2}{\sqrt{F}}$$

(3-10-26)

$$F = 10 \left[\frac{P^{3/2}}{Q \operatorname{tg} \alpha} \right]^{2/3}$$

式中 $a_0 = 0.8 \sim 0.9$, 当 $\operatorname{tg} \alpha$ 大时取小值, 反之取大值;

Q ——水沟流量, m^3/s ;

$\operatorname{tg} \alpha$ ——陡槽的底坡坡度;

P ——落差, m 。

(7) 消力池的底宽至少应与沟渠底宽相同。采用复式断面时, 宜使低于沟底的池深部分为矩形, 高于沟底部分保持与沟渠断面相同。底宽小于沟渠底宽的消力池消能作用是很差的, 应极力避免。池深和池长应按水力计算确定。过大的池深和池长对消能作用的提高并不明显。

(8) 池后连接形式对平稳下游沟渠水流流态有很大关系。此连接段的平面布置与横断面形状, 应根据消力池末端断面和沟渠断面情况来确定。实践证明, 把池末端作成陡坎不如作成仰坡好。仰坡坡度可用 $1:2 \sim 1:3$ 。如池断面为大于沟断面的梯形时, 池后衔接收缩率应不小于纵:横 = $3:1$, 以使其有较好的束水导流作用; 长度一般应等于池中跃后水深的三倍。

10.4.3 跌水和陡坡的水力计算

下述方法适用于季节性水流的中小型工程计算, 对常年性水流的大中型落差建筑物请查阅有关专著。

10.4.3.1 跌水

跌水分为单级跌水和多级跌水两种形式。

1. 单级跌水

单级跌水由进口、跌水墙、消力池和出口四部分组成, 如图 3-10-7 所示。

1) 进口宽度的计算

跌水上游沟渠水流为均匀流。修跌水后, 跌水前沟段将产生水面降落, 流速加大, 会引起沟渠的冲刷。因此, 常将跌水进口缩窄, 以减少水流断面的宽度, 使上游沟渠保持或

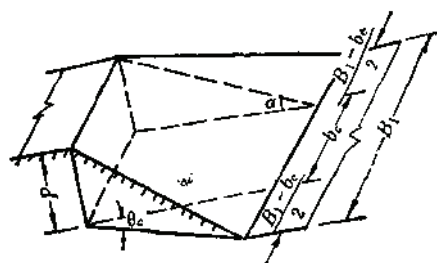


图 3-10-6 陡坡段平面扩散角

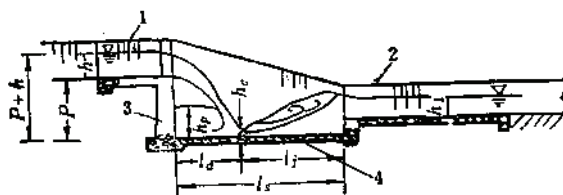


图 3-10-7 单级跌水示意图

1—进口; 2—出口; 3—跌水墙; 4—消力池

接近沟中原有水深。常用的跌水进口有矩形和梯形两种形式, 见图 3-10-8。

矩形进口宽度(自由出流)可按式计算:

$$Q = \varepsilon b m \sqrt{2g} H_0^{3/2} \quad (3-10-27)$$

$$b = \frac{Q}{\varepsilon m \sqrt{2g} H_0^{3/2}}$$

式中 b ——跌水进口宽度, m;

H_0 ——计入行近流速的堰上水头, 一般可取上游沟渠水深, m;

m ——流量系数, 当堰口底坎与上游沟底齐平时, 可取 $m = 0.385$;

ε ——侧收缩系数, 可取 $0.85 \sim 0.95$ 。

梯形进口宽度(自由出流)可按式计算:

$$Q = \varepsilon (b_c + 0.8 n_c h) m \sqrt{2g} H_0^{3/2} \quad (3-10-28)$$

$$\varepsilon = 1 - 0.2 \frac{h}{h + b_c}$$

b_c ——梯形进口底宽, m;

n_c ——梯形进口边坡系数;

h ——上游沟渠水深, m;

m ——流量系数, 令 $M = m \sqrt{2g}$, M 值随进口的形状和水深 h 而变, 可由表 3-10-23 选取, 梯形进口的形式如图 3-10-9 所示;

g ——重力加速度, 9.8 m/s^2 。

2) 消力池深度的计算

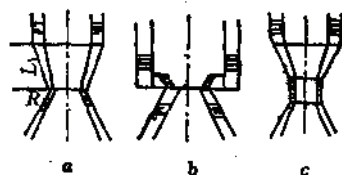
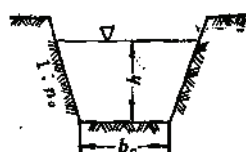
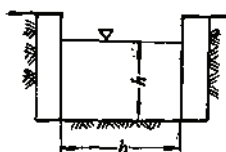


图 3-10-8 跌水进口示意图

图 3-10-9 梯形出口形式示意图

梯形进口 M 值表

表 3-10-23

梯形进口形式	沟渠水深 h (m)				
	1.0	1.5	2.0	2.5	3.0
进口为光滑圆弧 图3-10-9(a)	1.740	1.800	1.880	1.950	2.000
进口为喇叭口形 图3-10-9(b)	1.750	1.785	1.840	1.860	1.920
进口为直线段喉道 图3-10-9(c)			1.800 ($b/H = 2.3 \sim 2.5$)	1.620 ($b/h = 2.65 \sim 2.88$)	

注: 本表应用范围除表中注明者外, 其余适用于上游沟渠断面的宽深比 $b/H = 1.5 \sim 3.5$ 。

当水流从跌水进口经过垂直跌坎落入消力池后,水流在消力池形成水跃。修建消力池的目的,就是利用在池中形成的水跃,充分消能,使出池后的水流,不致严重冲刷下游水沟。因此,消力池的深度加上池后沟水深要略大于跃后水深。即:

$$S = \sigma h_c'' - h_t \quad (3-10-29)$$

$$h_c'' = 1.66 D^{0.27} P \quad (3-10-30)$$

$$D = \frac{q^2}{gP^3} \quad (3-10-31)$$

式中 S ——消力池池深, m;

σ ——安全系数,一般采用1.05~1.10;

h_c'' ——跃后水深, m;

h_t ——下游沟渠水深, m;

q ——单宽流量, $\text{m}^3/\text{s} \cdot \text{m}$;

D ——跌落指数,

P ——跌水上下游沟底高差, m。

3) 消力池长度的计算

消力池长度要求确保容纳水跃后不使跃出池外,以保证消能效果。由图3-10-7可知,池长由水流跌落水舌长度 L_d 和水跃长度 L_j 两部分组成。

$$L_s = L_d + 0.8 L_j \quad (3-10-32)$$

$$L_d = 4.30 D^{0.27} P \quad (3-10-33)$$

$$L_j = 3 h_c'' \quad (3-10-34)$$

式中 L_s ——消力池长度, m;

L_d ——跌落水舌长度, m;

L_j ——水跃长度, m;

其余符号意义同前。

对于小型沟渠中跌水的水力计算及有关尺寸,可参考表3-10-24。

2. 多级跌水

多级跌水的进口和最末一级的消能出口部分的水力计算与单级跌水相同。

多级跌水的级数应根据地形及水流条件确定,一般取各级跌差相等。为了保证每一级内都能发生稳定水跃,各级末端应设置消力槛,槛高按下式计算:

$$C = 1.05 h_c'' - H' \quad (3-10-35)$$

$$H_1 = H' - \frac{q^2}{2gh_c''^2}, \quad H' = \left(\frac{q}{m\sqrt{2g}} \right)^{2/3}$$

第一级平台长度 $L_1 = L_d + 0.8(1.9h_c'' - h_c) + \delta c$; $h_c = 0.54 D^{0.27} P$ 消力坎顶长度 $\delta c = (1 \sim 2) H_1$

式中 H' ——消力槛槛顶水头, m;

m ——流量系数,由于消力坎为矩形实用堰,可取 $m = 0.42$;

P ——各台阶的水头落差值;其余符号同前。

小型跌水流量、水头、口宽, 消力池尺寸表

表 3-10-24

跌水口前水头 $H(m)$	矩形进口宽度 $b(m)$	流量 $Q(m^3/s)$	$P=1.5(m)$		$P=1.0(m)$	
			消力池长度 $L_s(m)$	消力池深度 $S(m)$	消力池长度 $L_s(m)$	消力池深度 $S(m)$
1.30	1.50	3.16	5	0.7	4.5	0.6
1.20	1.20	2.52	5	0.7	4.5	0.6
1.30	1.00	2.10	5	0.7	4.5	0.6
1.10	1.50	2.43	4.5	0.6	4.0	0.5
1.10	1.20	1.94	4.5	0.6	4.0	0.5
1.10	1.00	1.62	4.5	0.6	4.0	0.5
0.90	1.00	1.32	4.5	0.6	4.0	0.5
0.90	0.80	0.96	4.5	0.6	3.5	0.5
0.90	0.60	0.72	4.5	0.6	3.5	0.5
0.80	1.00	1.01	4.5	0.6	3.5	0.5
0.80	0.80	0.81	4.5	0.6	3.5	0.5
0.80	0.60	0.61	4.5	0.6	3.0	0.4
0.70	0.80	0.66	3.5	0.5	3.0	0.4
0.70	0.60	0.50	3.5	0.5	3.0	0.4
0.60	0.80	0.53	3.5	0.5	3.0	0.4
0.60	0.60	0.40	3.5	0.5	3.0	0.4

10.4.3.2 陡坡

陡坡由进口段、陡坡段、消力池和出口段组成, 如图 3-10-10 所示。

1. 进口宽度的计算

陡坡进口的水流和跌水进口完全一样, 因此, 可以采用和跌水进口相同的计算公式。

2. 陡坡(陡槽)的水力计算

陡槽断面一般采用矩形, 也可采用梯形。陡槽的水力计算, 是为了确定槽身断面尺寸和槽内水深变化情况。确定槽内水深变化, 一是可据以确定陡槽侧墙高度, 二是陡槽末端水深可据以确定消力池的尺寸。

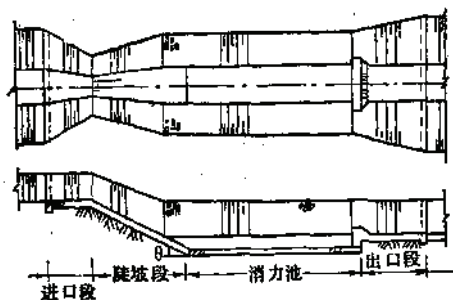


图 3-10-10 陡坡示意图

陡槽是底坡 $i > i_k$ 的水沟, 因此槽中水流是急流。一般情况下, 陡槽上接缓坡 ($i < i_k$) 水沟。由明渠非均匀流性质分析, 从陡坡上游缓坡水沟进入槽内的水流, 在陡槽起始断面上, 水深为临界水深, 起始断面以下, 槽内水流流速越来越大, 水深越来越小; 如果陡槽较长, 可能在陡槽下段产生均匀流, 水深保持不变。因此, 陡槽上水深最大的是起始断面的临界水深 h_k 。 h_k 可根据下列公式进行计算。

矩形断面:

$$hk = \sqrt[3]{\frac{q^2}{g}} \quad (3-10-36)$$

梯形断面, 用下式经试算求得:

$$\frac{Q^2}{g} = \frac{\omega^3 k}{B_k} \quad (3-10-37)$$

$$w_k = (b_c + n_c h_k) h_k$$

$$B_k = b_c + 2 n_c h_k$$

式中 ω_k ——临界水流时的过水断面面积, m^2 ;

B_k ——临界水流时的水面宽度, m ;

g ——重力加速度, $9.8 m/s^2$;

其余符号同前。

有了临界水深 h_k 值, 就可大致估算侧墙高度。如果槽内水流流速大于 $10 m/s$ 时, 水中会掺入部分空气使得水深增加, 边墙高度较掺气后的水深还应有一定的安全超高才能保证陡坡的安全, 即边墙高度为:

$$H = h_a + \Delta h \quad (3-10-38)$$

$$\Delta h = \left(1 + \frac{V}{100} \right) h$$

式中 Δh ——陡槽的安全超高, 对小型陡坡可取 $0.5 m$;

h_a ——掺气水深, m ;

h ——未掺气水深, m ;

V ——计算断面的平均流速, m/s 。

3. 消力池深和池长的计算

消力池深 S , 可按 3-10-29 式计算。

消力池长度 L_s 可由式 3-10-39 估算:

$$L_s = 4.6 h_c^2 \quad (3-10-39)$$

小型陡坡的尺寸, 可参考表 3-10-25 中所列数值。

10.4.4 跌水与陡坡的结构设计

10.4.4.1 跌水墙

跌水墙一般可按挡土墙原则设计。中小型跌水工程常用的型式有重力式和悬臂式挡土墙, 如图 3-10-11。

1. 重力式跌水墙

可用混凝土或浆砌石修筑, 结构简单, 施工方便, 墙高限在 $5 \sim 6 m$ 以内。跌水墙的横断面为上小下大的梯形, 背坡为 $1:0.25 \sim 1:0.5$, 顶宽 $0.5 \sim 0.8 m$ 。

重力式跌水墙具体结构参见图 3-10-12。

为了适应温度变化和不均匀沉陷的要求, 一般每隔 $10 \sim 25 m$ 需设置一道伸缩和沉陷

小型陡坡的流量、水头、进口宽、消力池尺寸表

表 3-10-25

进口前 水深 h (m)	进口宽 b (m)				跌 差 P (m)							
	0.4	0.5	0.6	0.8	1.0		1.5		2.0		2.5	
	流量 Q (m ³ /s)				L_s	S	L_s	S	L_s	S	L_s	S
0.4	0.144	0.18	0.22	0.29	3.2	0.3	3.4	0.4	3.6	0.4	3.8	0.5
0.5	0.20	0.26	0.30	0.40	4.0	0.4	4.2	0.4	4.4	0.5	4.4	0.5
0.6	0.26	0.33	0.40	0.53	4.6	0.4	4.8	0.5	5.0	0.5	5.2	0.6
0.7	0.33	0.42	0.50	0.664	5.0	0.4	5.2	0.5	5.6	0.6	5.8	0.6
0.8	0.40	0.51	0.61	0.81	5.6	0.5	6.0	0.5	6.4	0.6	6.6	0.7
0.9		0.60	0.72	0.96	6.4	0.6	6.8	0.6	7.2	0.7	7.4	0.7
1.0			0.85	1.13	7.0	0.6	7.6	0.7	7.8	0.7	8.0	0.7
1.1				1.30			7.8	0.7	8.2	0.7	8.4	0.7

注：表中陡坡槽身坡度不宜大于 1:4。

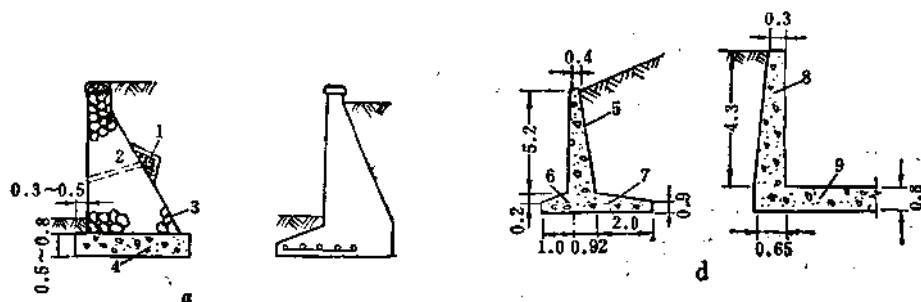


图 3-10-11 跌水墙式样图 (单位: m)

a—重力式 b—悬臂式

1—反滤层; 2—排水孔; 3—浆砌石; 4—混凝土; 5—直墙; 6—前趾;
7—后趾; 8—上游翼墙; 9—铺盖

缝, 缝宽 2 cm。当有防渗要求时, 缝内设置止水, 填塞以沥青或嵌入木板条等。

为了降低墙后的水压力, 通常在墙身布置适当的排水孔, 孔径 4~5 cm, 间距 2~3 m, 孔后设反滤层。

重力式跌水墙的设计, 可参考表 3-10-26, 表中符号如图 3-10-12 所示。

2. 悬臂式跌水墙

墙体是用钢筋混凝土建造的轻型结构。由直墙和底板两部分组成, 见图 3-10-11(b)。

直墙顶部厚度一般不小于 15 cm, 底部厚度一般为墙高的 $\frac{1}{10} \sim \frac{1}{12}$ 。

这种形式跌水墙的特点是厚度小、自重轻, 通过调整底板的尺寸可以改善稳定条件和基底压力分布。加长前趾增加稳定性, 加长后趾改善基底压力分布条件。悬臂式跌水墙高

重力式跌水墙通用设计表

表 3-10-26

H (m)	$\phi = 20^\circ$				$\phi = 25^\circ$				$\phi = 30^\circ$			
	B	b_0	a	t	B	b_0	a	t	B	b_0	a	t
1.0	0.7	0.5	0.2	0.3	0.7	0.5	0.2	0.3	0.7	0.5	0.2	0.3
1.5	1.0	0.7	0.25	0.35	0.75	0.5	0.25	0.35	0.7	0.5	0.25	0.35
2.0	1.3	1.0	0.25	0.35	0.10	0.8	0.25	0.35	0.8	0.6	0.25	0.35
2.5	1.6	1.35	0.25	0.4	1.3	1.05	0.25	0.4	1.0	0.75	0.25	0.4
3.0	2.0	1.7	0.30	0.4	1.6	1.3	0.3	0.4	1.25	1.0	0.3	0.4
3.5	2.3	2.0	0.30	0.4	1.9	1.6	0.3	0.4	1.5	1.2	0.3	0.4
4.0	2.6	2.3	0.30	0.45	2.2	1.9	0.30	0.45	1.75	1.45	0.3	0.45
4.5	3.0	2.6	0.30	0.45	2.5	2.1	0.3	0.45	2.0	1.7	0.3	0.45
5.0	3.3	3.0	0.35	0.5	2.75	2.4	0.35	0.5	2.3	1.9	0.35	0.5
5.5	3.55	3.3	0.35	0.55	3.1	2.7	0.35	0.55	2.55	2.2	0.35	0.55
6.0	4.0	3.8	0.40	0.55	3.55	3.0	0.4	0.55	2.8	2.45	0.4	0.55
6.5	4.4	3.95	0.4	0.55	3.65	3.25	0.4	0.55	3.1	2.7	0.4	0.55
7.0	4.85	4.3	0.45	0.60	4.0	3.5	0.45	0.6	3.35	3.0	0.4	0.6
7.5	5.1	4.65	0.45	0.60	4.25	3.8	0.45	0.6	3.65	3.25	0.45	0.6
8.0	5.5	5.0	0.5	0.65	4.55	4.1	0.5	0.65	3.9	3.6	0.5	0.65

注：表中 ϕ 值为跌水墙的内摩擦角。

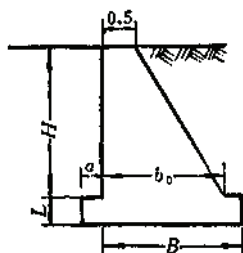


图 3-10-12 重力式跌水墙结构示意图

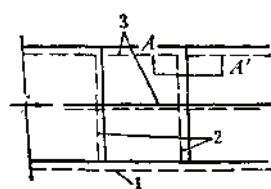


图 3-10-13 陡坡底板下排水系统

1—子管；2—横向支管；3—纵向支管；4—排管；

5—碎石；6—砂

度不宜超过 6~10m。

10.4.4.2 陡坡底板

1. 岩基上陡坡底板的构造

当岩基坚硬完整而落差比较小时，可将陡槽直接建造在岩基中不做衬砌。一般情况下，均要求进行人工衬砌。

陡坡底板衬砌按工程重要性分为钢筋混凝土、素混凝土和浆砌块石衬砌，其厚度可采用下述经验值：

- (1) 钢筋混凝土衬砌厚 15~20cm。
- (2) 素混凝土衬砌厚 20~40cm。
- (3) 底厚 30cm 浆砌块石，面层 10~20cm 素混凝土。
- (4) 浆砌块石底板，一般采用 30~60cm。

底板应考虑承受温度变化的影响,衬砌要设纵横伸缩缝,接缝间距10m左右。

对于落差大的高流速的陡坡,对混凝土衬砌要用锚杆进行整体加固,锚杆深度一般插入新鲜岩石40~60d(锚杆直径)。

垂直于流向的底板横缝一般做成搭接式,接缝处做好止水。对于平行水流方向的纵缝,可用平接式,也要做止水。

排水设备均设置在衬砌纵横缝下面,并应将纵横缝下排水连通成网(见图3-10-13)。

纵向排水一般在基岩上开挖槽沟,沟内设置10~20cm直径的瓦管,管的接口不封闭,以便收集渗水,管的周围用碎石填满。当渗量较小时,纵向排水也可在基岩上开凿的沟槽内,填满不易风化的碎石。横向排水也通常采用在岩石上开挖沟槽的方法,其尺寸视渗水量大小而定。

2. 土基上陡坡底板的构造

在土基上陡坡通常也采用混凝土或浆砌块石衬砌,但不采用钢筋混凝土衬砌。

由于土基有可能发生不均匀沉降,为了满足稳定和强度要求,一般土基衬砌厚度要比岩基为大。素混凝土衬砌厚度采用30~50cm。混凝土接缝必须采用搭接形式,保证接缝处的平整,有时还在下块板的上游边做成齿墙,插入地基内,其深度为0.4~0.5m左右,以增加衬砌的稳定性。底板接缝处止水和排水系统布置与岩基陡坡基本相似,排水系统的构造见图3-10-14所示。

10.4.4.3 陡坡边墙

陡坡段是一个急流槽,其断面有矩形和梯形两种。由于陡坡段流速高,故边墙也都进行护砌。当断面为矩形时,边墙可做成挡土墙式;梯形时可做成护坡形,如图3-10-15所示。护坡式边墙可在开挖的边坡上做浆砌石或混凝土护面,一般坡度为1:1~1:1.5,护坡底部厚度可与底板相同,上部可适当减小。

边墙在结构上应注意排水和分缝问题,应设沉降缝和伸缩缝,以适应地基变形和温度变化的影响。

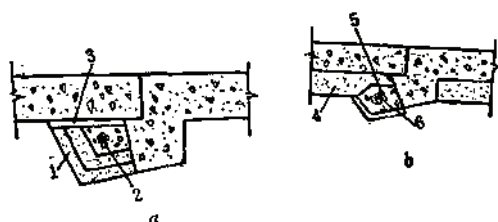


图3-10-14 土基陡坡底板排水系统构造示意图

a—反滤瓦管排水 b—有垫层反滤瓦管排水
1—反滤; 2—透水瓦管; 3—防止混凝土漏浆覆盖层;
4—砂垫层; 5—碎石; 6—砂浆封死透水瓦管

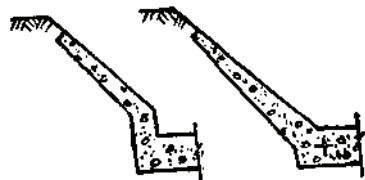


图3-10-15 梯形陡槽断面护坡式边墙

10.4.4.4 消力池

中小型跌水、陡坡的消力池横断面多数采用梯形断面或上部为梯形、下部为矩形的复式断面。对于跌水消力池,特别在高寒地区的跌水消力池也可采用矩形断面。

矿山用中小型跌水、陡坡工程的消力池底板可采用浆砌石、混凝土或下面用浆砌石上

面用混凝土护面的砌护形式,只有在重要工程才考虑采用钢筋混凝土砌护。

采用浆砌石或下面用浆砌石上面用混凝土护面的底板砌护厚度 t ,可按以下数值选用:

$$q < 2 \text{ m}^3/\text{s} \quad t = 0.3 \sim 0.4 \text{ m}$$

$$q = 2 \text{ m}^3/\text{s} \quad P < 2 \text{ m} \quad t = 0.5 \text{ m}$$

$$P = 2.5 \text{ m} \quad t = 0.6 \sim 0.7 \text{ m}$$

$$q > 5 \text{ m}^3/\text{s} \text{ 或 } P > 3.5 \text{ m} \quad t = 0.8 \sim 1.0 \text{ m}$$

为了节省工程量,可采用前厚后薄的衬砌形式。

消力池底板与跌水墙及侧墙用接缝分开,当消力池较大时,底板本身也要适当分缝,一般多为纵缝,也可加横缝。

当地下水位较高时,池底应铺设反滤层以保护基础土层不被渗流冲蚀。若渗流压力较大时,还要设置排水系统。在土基上可采用平铺式排水,沿地基表面铺设透水性大的碎石、砾石或卵石层,按反滤层原则铺设。同时要在混凝土或浆砌石底板中预留排水孔,使地基渗水经反滤层由排水孔溢入池中。

基岩上的消力池,通常采用沟状排水。沟状排水设于底板接缝和排水孔下面,呈互相沟通的网格状布置。排水孔距 $2 \sim 3 \text{ m}$,孔径 $5 \sim 10 \text{ cm}$,前后排水孔应交错布置。

为增加底板的水平抗滑稳定性,池底板的始末端均应设置齿墙,埋置深度一般在 $0.5 \sim 2.0 \text{ m}$ 以内,混凝土齿墙应与消力池底板一起浇筑。

矩形消力池的边墙为挡土墙,梯形消力池的边墙采用护坡式。

10.4.4.5 跌水、陡坡进出口段

1. 进口段

进口连接段一般采用扭曲面、八字墙和直墙等型式。通常采用浆砌石或混凝土筑成,对于一般工程,采用浆砌石的厚度为 $25 \sim 30 \text{ cm}$,混凝土砌厚为 $10 \sim 12 \text{ cm}$ 。

进口连接段底部也常用浆砌石或混凝土砌护,厚度一般采用 $20 \sim 30 \text{ cm}$ 。

2. 控制堰口段

一般多采用混凝土或钢筋混凝土浇注而成,小型工程也有采用浆砌料石砌筑成。通常厚度采用 30 cm 。

3. 出口段

出口连接段结构与消力池相同,末端以齿墙深入基础,深度不小于 0.5 m 。整流段一般用干砌片石砌护,当防冲要求较高时,采用浆砌片石,厚度为 $30 \sim 50 \text{ cm}$ 。当下游段为土沟时,砌石下面应设置垫层。

10.5 防洪堤

10.5.1 一般设计原则

防洪堤设计一般应遵循下述原则:

- (1) 尽量选用当地材料;
- (2) 堤坡脚应离开岸边一定距离;

- (3) 防洪堤轴线应和洪水流向平行;
 (4) 在容易发生冲刷地段应进行砌护。

10.5.2 堤顶高程的确定

防洪堤堤顶高程按下式计算:

$$H = h + h_p + \Delta h + h_a \quad (3-10-40)$$

$$h_p = 3.2 h_i K \operatorname{tg} \alpha \quad (\text{堤临水面边坡系数 } m = 1 \sim 4 \text{ 时})$$

$$h_i = 0.76 + 0.34 \sqrt{L} - 0.26 \sqrt{L}$$

$$\alpha = \arctan \frac{1}{m}$$

$$\Delta h = \frac{V^2 B}{R g}$$

式中 H ——某点堤顶标高, m;

h ——设计洪水位, m;

h_p ——波浪爬高, m;

Δh ——河流弯道引起的超高, m;

h_a ——安全超高, 一般为0.5~1.0m, 平原地区取小值, 山区取大值;

h_i ——浪高, m;

K ——系数, 与护坡糙度及渗透性有关, 混凝土护坡 $K = 1.0$, 土坡或草皮护坡 $K \approx 0.9$, 砌石护坡 $K = 0.8$;

α ——防洪堤临水坡坡角, 度;

L ——最大水面宽, m;

m ——临水坡边坡系数;

V ——河水流速, m/s;

B ——水面宽度, m;

R ——河弯曲率半径, m;

g ——重力加速度, m/s²。

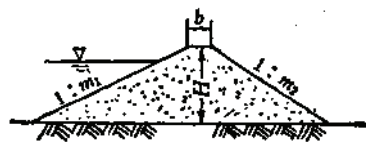


图 3-10-16 土堤断面示意图

10.5.3 土堤断面设计

当土堤高度小于10m时, 可参考图 3-10-16 及表 3-10-27 数据设计; 当堤高超过10m时, 要作稳定分析, 进行专门设计。

土堤边坡系数 m 参考表

表 3-10-27

堤高 H (m)	堤顶宽 b (m)	临水坡 m_1	背水坡 m_2
≤ 5	1.5	1.5	1.3
6~7	2.0	1.5	1.3~1.5
8~10	2.5	1.5~1.75	1.5~1.75

10.6 河床渗漏的防治

当河床通过露天采矿场和地下开采崩落区附近,或流经岩溶塌陷区时,河床渗漏会使矿坑涌水量增加,降低露天边坡的稳定性,恶化开采技术条件,甚至河水直接灌入矿坑,造成突然涌水,严重影响矿山正常、安全生产。

例如,西石门铁矿(地下开采),马河横穿矿体,该河为一季节性河流,流经矿区石灰岩渗漏段长2100m,河宽300~700m,最大洪峰流量 $1000\text{m}^3/\text{s}$ 以上,1973年雨季河流渗入矿坑的水量达 $72000\text{m}^3/\text{d}$ 。

生产多年的黑旺铁矿,淄河由露天采矿场东侧40m处流过,河宽300~800m,最大洪峰流量 $5000\text{m}^3/\text{s}$ 。雨季河水渗入露天采矿场的渗漏量达 $150000\sim 170000\text{m}^3/\text{d}$ 。

泗顶铅锌矿的泗顶河,从矿体南部通过,流量 $0.012\sim 58.6\text{m}^3/\text{s}$ 。由于矿床疏干排水,引起石灰岩河床多次塌陷断流,使矿井受淹,矿坑最大突水量可达 $24.04\text{m}^3/\text{s}$ 。

因此,对此类矿山要进行渗漏防治设计。

10.6.1 河流渗漏量的估算

影响河流渗漏量的因素比较复杂,难于准确确定,特别是在石灰岩岩溶塌陷矿区的河流,其渗漏量的确定更为困难。目前,河流渗漏量只能粗略地进行估算,通常用实测法或公式计算法。公式法在均质或相对均质(透水性)岩层中采用,而对各向异性非均质岩层中的河流渗漏量,一般采用实测法进行确定。

10.6.1.1 实测法

一般采用动水测定法实测矿床渗流量。它是在河床渗漏段的上游进口地段及下游出口地段较规则的断面上进行测流,两断面的流量之差,即为河床渗漏段的渗漏量。

$$Q_s = Q_1 - Q_2 \quad (3-10-41)$$

式中 Q_s ——河床渗漏地段的渗漏量, m^3/d ;

Q_1 ——流入河床渗漏段上游进口断面的水量, m^3/d ;

Q_2 ——流出河床渗漏段下游出口断面的水量, m^3/d 。

10.6.1.2 公式法

当地下水埋藏很深时,自由渗漏形成恒定状态的渗漏量可利用式3-10-42和3-10-43式计算:

$$Q_s = KL(b + 2vh\sqrt{1+m^2}) \quad (3-10-42)$$

式中 K ——渗漏段的平均渗透系数, m/d ;

L ——河床渗漏段长度, m ;

b ——渗漏段河床的平均宽度, m ;

v ——河床侧向渗漏修正系数,一般取 $v=1.1\sim 1.4$,构造裂隙发育、渗透系数较大时,选用较大值;

h ——渗漏段内水流的平均深度, m;

m ——渗漏段内河床平均边坡系数。

$$Q_s = KL(B + Ah) \quad (3-10-43)$$

式中 B ——渗漏段河床水面的平均宽度, m;

A ——与 m 和 $\frac{B}{h}$ 有关的系数, 由曲线图 3-10-17 查得。

其余符号同前。

当考虑土壤毛细管渗吸影响时, 对于大型河渠, 式 3-10-42 中的 h 应为 h_r ; 对于小型沟渠, 式 3-10-43 中的 A 、 h 应分别为 A_r 、 h_r 。

$$h_r = h + 0.5H_k \quad (3-10-44)$$

式中 H_k ——毛细管水最大上升高度, m。

不同土壤的 H_k 值见表 3-10-28。

当河床下不远处有强透水层的恒定渗漏量, $K_0 \geq \frac{T}{T-h}$ 时, 用 3-10-45 公式计算。

不同土壤的 H_k 值表

表 3-10-28

土壤种类	粘土	粘壤土	砂壤土	砂土
$H_k(m)$	2~4	1.5~3	1~1.5	0.5~1

$$Q_s = \frac{KTL}{T-h} (b + 4.6T \lg \frac{T}{T-h} \sqrt{1+m^2}) \quad (3-10-45)$$

式中 T ——河水面至强含水层顶板的距离, m, 见图 3-10-18;

K_0 ——强透水层的渗透系数, m/d。

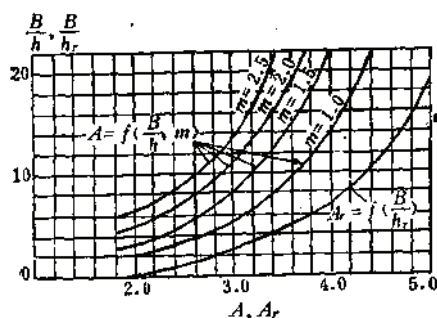


图 3-10-17 A, A_r 值曲线图

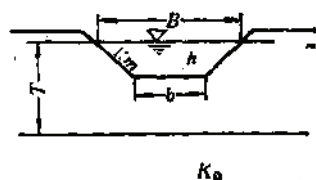


图 3-10-18 河床下不远处有强透水层剖面示意图

10.6.2 河床渗漏的防治

防止河床渗漏最彻底的方法是河流改道。当河床渗漏对矿床开采构成严重威胁时, 自然条件允许并有利于河流改道, 且技术可靠、经济合理时, 设计应优先考虑河流改道。

对于地形地质条件不利于改道或者改道在经济上不合理时, 通常采用人工防渗河槽防治河水大量渗漏。人工防渗河槽是在河床渗漏地段修筑一条用防渗材料衬砌的河槽。依衬

砌防渗材料不同, 防渗河床常用的有土料压实河槽、浆砌石河槽、混凝土河槽和沥青材料防渗河槽等。

10.6.2.1 土料压实防渗河槽

土料压实防渗是在渗漏段利用粘土、砂粘土、黄土、壤土、粘土混凝土以及灰土和三合土等, 建立压实的防渗层, 减少河水的渗漏。

1. 土料压实防渗河槽的适用条件

土料压实防渗有就地取材、技术简单、造价低、投资少等优点。但压实后的防渗层抗冲能力低, 一般允许流速仅 $0.5 \sim 0.7 \text{ m/s}$ 。且土料压实防渗层耐冻性差, 往往由于冻融等作用而疏松、剥蚀, 降低防渗效果。此法适用于气候温暖、流速不大的地区。若在流速较大或寒冷地区, 应增设保护层, 其厚度依当地冻土深度和河流的冲刷流速而定。保护层材料有砂砾石、碎石和卵石等。

2. 渗透系数的确定

选好土料后, 应通过试验求出其干容重与渗透系数的关系, 并进行比较, 最后确定设计干容重及其相应的渗透系数。通过对黄土和灰土试验研究, 得出干容重与渗透系数的关系式 3-10-46、3-10-47, 其相关数值列于表 3-10-29 中供参考。

原状土及夯实黄土, 灰土渗透系数

表 3-10-29

土 料	干容重与渗透系数的关系值					
原状土	非湿陷性黄土, 干容重在 1.4 以上者 $K=0.0417 \sim 0.243 \text{ cm/min}$; 湿陷后的黄土 $K=0.0417 \sim 0.104 \text{ cm/min}$; 一般古土壤(红土)干容重在 1.5 以上者 $K=0.00894 \sim 0.0348 \text{ cm/min}$; 一般黄土、古土壤交错堆积区, $K=0.0348 \sim 0.139 \text{ cm/min}$					
黄土夯实	干容重(g/cm^3)	1.30	1.40	1.50	1.60	1.70
	渗透系数(cm/min)	0.000390	0.000241	0.000147	0.000092	0.000057
1:3灰土夯实	干容重(g/cm^3)	1.20	1.25	1.30	1.35	1.40
	渗透系数(cm/min)	0.000472	0.000130	0.000030	0.000009	0.0000025

$$\text{黄土夯实 } K = 0.2023 \times 10^{-2.009\gamma}$$

(3-10-46)

$$1:3 \text{ 灰土夯实 } K = 9.554 \times 10^{10-11.09\gamma}$$

(3-10-47)

式中 K ——防渗层的渗透系数, cm/min ;

γ ——防渗层干容重, g/cm^3 。

3. 压实防渗层厚度计算

$$\delta = (4.1 \times \frac{Q_0}{Q_1} \times \frac{K_1}{K_0})^{1.162} \times \frac{H_b}{3}$$

(3-10-48)

式中 δ ——压实防渗层厚度, m ;

Q_0 ——原状土河槽的渗漏量, m^3/d ;

Q_1 ——土料压实防渗河槽的渗漏量, m^3/d ;

K_1 ——压实土料的渗透系数, m/d ;

K_0 ——原状土渗透系数, m/d ;

H_h ——基础土壤毛细管水最大上升高度, 无实测资料可参照表 3-10-28 选用。

4. 防渗土料最优含水量的确定

土料含水量对压实影响很大, 含水量过小或过大都会给压实带来困难, 影响压实效果, 因此必须认真掌握防渗土料的最优含水量。天然沉积土壤的含水量大多数都接近于最优含水量。一般采用的土料含水量与最优含水量之差不应大于 $1 \sim 2\%$ 。不同土壤最优含水量列于表 3-10-30, 供设计参考。

土 壤 最 优 含 水 量

表 3-10-30

土壤名称	砂壤土	轻粘壤土	黄 土	中粘壤土	重粘壤土	粘 土	黑 土
最优含水量(%)	12~15	15~17	19~21	21~23	22~25	25~28	22~30

5. 土料防渗层的压实方法

土料防渗层的压实应依据施工场地的条件, 所用土料以及对压实厚度的要求等来确定其压实方法。以其使用的工具不同, 可分为碾压法和夯实法。

(1) 碾压法是利用沿土面滚动的具有自重的静荷载对土壤压实。碾压工具一般有石碾、平碾、羊足碾、气胎碾等, 压实土层厚度一般为 $25 \sim 30cm$ 。施工场地需较大的工作面, 其长度一般不应小于 $100m$, 宽度应便于压实机械的回转。

(2) 夯实法是利用工具落下时动能形成的冲击荷载对土壤进行压实。施工工具有木夯、石碾、机械夯板、机械夯锤、蛙式打夯机、爆破夯等。夯实深度, 人工夯实较浅, 重型机械夯锤夯实深度可达 $0.5 \sim 1.0m$ 。

10.6.2.2 浆砌石防渗河槽

浆砌石河槽是一种很好的防渗方法, 它的防渗效果好, 抗冲、耐磨。依衬砌所用石料不同, 可分为浆砌卵石、块石和片石等。

1. 断面设计

浆砌石渠槽多采用梯形和挡土墙式断面, 如图 3-10-19 和图 3-10-20。

断面设计一般是根据既定底坡求出水力最优断面, 然后考虑施工条件采用实用经济断面。

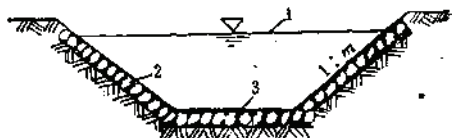


图 3-10-19 浆砌石渠槽梯形断面

1—河槽水位; 2—边坡浆砌石; 3—底板浆砌石

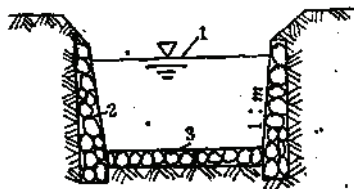


图 3-10-20 浆砌石渠槽挡土墙式断面

1—河槽水位; 2—边坡浆砌石; 3—底板浆砌石

面。在初步设计中, 可先依 3-10-49 式算出水深, 再依选定的边坡系数, 算出沟底宽和水面宽。

$$h = A \sqrt[3]{Q} \quad (3-10-49)$$

式中 h ——设计河槽水深, m;
 Q ——设计洪峰流量, m^3/s ;
 A ——系数, $A=0.3\sim0.5$ 。

2. 边坡系数

梯形断面的边坡系数依河槽工程地质条件确定, 一般采用 $1\sim1.5$; 挡土墙式断面内坡边坡系数多用 $0.15\sim0.3$ 。

3. 沟渠的衬砌厚度

梯形断面的厚度一般为 $20\sim50\text{cm}$, 挡土墙式断面的河槽坡顶部多采用 $20\sim30\text{cm}$ 。

4. 沟渠伸缩缝及填料

浆砌石沟渠一般每隔 $20\sim50\text{m}$ 设计一条伸缩缝, 缝宽一般为 $2\sim3\text{cm}$ 左右, 缝内浇注填料, 见图 3-10-21。

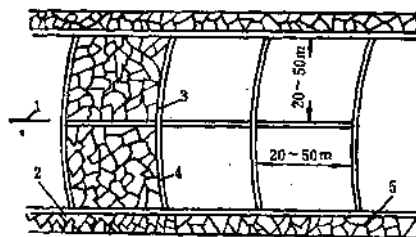


图 3-10-21 浆砌石河槽伸缩缝平面图

1—水流方向; 2—边墙砌石; 3—河槽底板收缩缝; 4—河槽底砌石; 5—河槽底沉降缝

伸缩缝填料性能的好坏, 是决定河槽防渗效果和寿命的关键因素。故对伸缩缝的填料一般要做到如下要求。

(1) 具有一定的耐热性, 当气温最高时, 填料不流淌, 其耐热度应比最高气温大 25°C 。

(2) 具有良好的抗冻性, 当气温最低时, 填料不冻裂或不剥落。

(3) 具有良好的伸缩性, 在缝口张大时, 填料不裂缝; 缝口缩小时, 填料不被挤出。

(4) 与河槽面具有良好的粘结力, 在负温下粘结面不脱开。

(5) 耐久性能好。

现将水电部水利水电科学研究院试验配制的沥青混合物填料及性能列于表 3-10-31; 陕西省水利科学研究所试验配制的几种填料及其性能分别列表 3-10-32 和表 3-10-33。

10.6.2.3 混凝土防渗河槽

1. 河槽断面及边坡系数

混凝土河槽多采用梯形断面, 边坡系数的确定与河槽基础土质、混凝土浇注方法及工程的重要性有关。

固定模板浇注混凝土沟槽边坡应缓些, 活动模板浇注混凝土的边坡可陡些。

沟中水深小于 3m , 不同土质的边坡系数列表于 3-10-34 中。

2. 混凝土标号及原材料选择

沥青水泥石棉砂浆的配比及性能

表 3-10-31

配 比 (质量比) %					试验时养护温度℃	粘 结 力 MPa	抗 拉 应 力 MPa	延 伸 度 %	耐 热 度 ℃
浙 青		水 泥	砂	石 棉					
200号	30号								
7.6	11.4	32	46	3	0~1	0.54	0.62	15.6	65

几种填料配方表 (kg)

表 3-10-32

填 料 名 称	原 料														
	200号 沥青	30号 沥青	10号 沥青	粉 煤 灰	砂	煤 焦 油	聚 氯 乙 烯 树 脂	苯 乙 烯 残 渣	邻 二 甲 苯 脂	硬 脂 酸 钙	蓖 麻 油 渣	癸 二 甲 酸 二 酯	三 盐 基 性 硫 铝	石 棉 粉	滑 石 粉
114~30号沥青粉煤灰砂浆		100		100	400										
114~200号沥青粉煤灰砂浆	100			100	400										
113塑化煤焦油砂浆				100	300	100	10		10	1					
塑 ₁₁			20	60		100	10		10	1					
塑 ₁₀₂				50		100	10					8	0.5		
塑油 ₆				50		60	7	40	7	0.5					
苯乙 ₁				20		40		50			10			40	
200苯乙 ₁	40			20				50			10			40	
200塑 ₁₁	20			60		100	10		10	1					
聚氯乙烯胶泥						100	10		10	1					10
改掺粉煤灰的聚氯乙烯胶泥				10		100	10		10	1					
掺60%粉煤灰的聚氯乙烯胶泥				60		100	10		10	1					

几种填料的物理力学性能表

表 3-10-33

填 料 名 称	延伸值(cm)				每混凝土粘结力(MPa)					抗拉强度(MPa)		耐 热 度 (℃)	单 位 容 重 (g/cm³)
	25℃	20℃	-18℃	-17℃	25℃	21℃	17~18℃	-18℃	-17℃	21℃	-18℃		
114~30号 沥青粉煤灰砂浆		0.4		0.2			0.42		0.88			90	1.98
114~200号 沥青粉煤灰砂浆		0.9		0.3			0.098		1.9			90	1.87
113塑化煤焦油砂浆		3.75		0.7			0.16		0.14 以下			90	1.98
塑 ₁₁	100 以上		1.05		0.027			0.37 以上			1.9	90	1.26
塑 ₁₀₂	100 以上		0.88				0.056	0.34 以上			3.1	90	1.23

续表

填 料 名 称	延伸值(cm)				每混凝土粘结力(MPa)					抗拉强度(MPa)		耐热度 (℃)	单位容量 (g/cm ³)
	25℃	20℃	-18℃	-17℃	25℃	21℃	17~18℃	-18℃	-17℃	21℃	-18℃		
塑油:	14.7		0.85			0.037		0.49			1.3	90	1.38
苯乙:	9		0.92			0.025		1.3		0.064	1.2	90	1.37
200苯乙:		1.85		0.5			0.029 以下		0.58			90	1.26
200塑乙:		4.5		0.7			0.029 以下		1			90	1.36
聚氯乙稀胶泥		51.6		0.3			0.049		1.6			90℃时 半流淌	1.13
掺粉煤灰的 聚氯乙稀胶泥		43.3		5.6			0.049		0.92			90℃时 半流淌	1.19
掺60%粉煤灰 的聚氯乙稀胶泥		18.2		3.6			0.069		1.2			90	1.39

混凝土渠槽边坡系数

表 3-10-34

土 质	边 坡 系 数
砂、砾石、中等粘壤土、黄土	1.00~1.25
砂、密实砂壤土、轻壤土	1.25~1.50
松散砂土、砂壤土和冲积层	1.50~2.00

混凝土标号应根据衬砌目的、气候及地质条件等因素选择。混凝土强度标号 R_{28} （标准试件在28天龄期时的抗压强度）不应小于 C_{10} ，一般采用 $C_{11} \sim C_{14}$ 。抗渗标号多采用 B_4 （标准试件在28天龄期时，在0.39MPa压力下不透水），在东北、内蒙和新疆等严寒地区可采用抗冻标号 $M_{50} \sim M_{150}$ （ M_{50} 为标准试件在28天龄期，经过冻融50次，其抗压强度减少值不大于25%），一般寒冷地区可采用 $M_{25} \sim M_{50}$ ，温暖地区可不作防冻要求。

为改善混凝土的和易性和抗冻胀性，可在混凝土中添加适量的气剂、塑化剂和减水剂等塑性外加剂。防渗河槽最好用硅酸盐水泥，其次为矿渣水泥和火山灰水泥。采用的水泥标号与混凝土标号有关，一般按 $4R_h > R_s > 2R_h$ 的范围选取。 R_h 为混凝土标号， R_s 为水泥标号。

3. 混凝土的衬砌厚度

依部分地区的经验，混凝土和钢筋混凝土河槽的衬砌厚度，在一般条件下可参考表3-10-35中所列数值进行选取。当河槽中水流含推移质泥砂较多，颗粒较粗时，表中的数值尚应适当增加磨损厚度。

4. 伸缩缝及填料

为防止由于温度的变化，使混凝土胀缩引起裂缝，破坏渠槽，需布设适当间距的纵横伸缩缝。纵向缝一般设在边坡与渠底的连接处，当渠宽大于8m时，一般应在渠底设计纵向缝，渠槽边坡一般不设纵向缝。在遇到下列情况时，才考虑设计纵向缝。

混凝土河槽的衬砌厚度参考表

表 3-10-35

基 础 条 件	流 量 (m^3/s)	衬砌厚度(cm)			其 它 措 施
		混凝土	钢筋混凝土		
			单 层	双 层	
砂、砂砾石, 砾岩, 风化岩, 有裂隙的岩石, 无浮托力	< 2	3~6			3~4cm厚的混凝土衬砌, 一般采用压力 喷射法施工
	> 2	4~10			
密实的砂壤土, 砂土, 挖方渠 段, 无浮托力	< 2	4~8			需砾石垫层
	> 2	6~12			
黄土, 轻壤土的填方渠段, 冲 积层, 红砂土, 有浮托力	< 2	6~10	4~8		需垫层, 粘性土壤地段需防冻胀措施
	> 2	8~15	6~10		
含石膏质土, 湿陷性大孔隙土, 重要渠段	< 2		6~12	每层3~4	单层接缝要处理好, 不使漏水, 双层中间夹 不透水层, 上层为混凝土, 下层为钢筋混凝土
	> 2		8~20	每层3~8	

(1) 河槽较深。

(2) 填挖方的交界线附近。

(3) 沉陷性差别较大的两种地层的交界处。

(4) 折线渠槽的折角处。

横向缝的设计可参考表 3-10-36, 伸缩缝的填料参照浆砌石渠槽。

混凝土渠槽横缝间距表

表 3-10-36

衬 砌 厚 度 (cm)	横 缝 间 距 (m)
5~7	2.5~3.5
8~9	3.5~4.0
> 10	4.0~5.0

10.6.2.4 沥青材料防渗河槽

主要有沥青薄膜、沥青席、沥青砂浆和沥青混凝土防渗河槽。

1. 沥青薄膜防渗

在需防渗的河槽中平整土层后, 喷洒一层热沥青, 形成一层隔水薄膜, 然后覆盖保护层, 如图 3-10-22 所示。

1) 沥青薄膜厚度的确定

喷洒厚度应依防渗要求确定, 一般厚度为 4~8 mm。沥青用量每平方米 4.5~7 kg。

2) 保护层厚度的确定

其厚度视河槽大小、流速和风浪作用等情况确定, 一般厚为 10~50 cm。

2. 沥青席防渗

沥青席是用玻璃纤维布、石棉毡、苇席、油毡、麻布等材料涂沥青制成的一种防渗卷

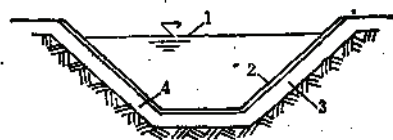


图 3-10-22 埋藏式沥青薄膜渠槽断面

1—河槽水位; 2—砾石铺垫层;
3—沥青薄膜防渗层; 4—保护土层;

材。铺设河槽时,一般要从下游往上游铺,接头互相搭接,搭接宽度5 cm左右,接缝用热沥青粘结。防渗层之上回填保护层,其厚度依冲刷深度和冻结深度确定。

3. 沥青混凝土防渗

1) 河槽设计

沥青混凝土衬砌河槽的断面形式多用梯形,其次为弧形。衬砌厚度一般为5~15 cm,防渗层下设反滤层,在反滤层上面涂一层沥青玛蹄脂或沥青乳剂。在不设反滤层的地方,可设一层松散的沥青混凝土结合层,厚度一般为3~4 cm。防渗层上部一般设覆盖层,其厚度和材料视覆盖目的确定。

2) 沥青混凝土配合比

配合比是依据要求的沥青混凝土的物理力学性质,通过计算和试验来确定组成材料之间的合理比例。防渗河槽所用沥青混凝土的质量比一般为:沥青7~9%,碎石35~50%,砂30~45%,矿粉10~15%。

10.7 调 洪 水 库

当露天采矿场、地下开采崩落区或岩溶塌陷区横断河流的情况下,设计可考虑采用水库调洪、排洪隧洞(或渠道)泄洪的防洪方式。

矿山防洪水库的库容,主要用来调蓄水库上游出现的设计洪水,削减下泄的洪峰流量,即起到滞洪作用。

矿山调洪水库采用排洪隧洞进行泄水的居多数。在矿山防洪设计中,一般水库库容要求全部放空,洪水来临时,隧洞就开始排洪。初期入库洪水流量大于下泄流量,部分暂时排不掉的洪水蓄存在水库中,使水库水位上升,而下泄流量也将随着水位的升高而增大,直到入库洪水流量与下泄流量相等,此时水库水位最高,水库的下泄流量也达到最大值。随后入库洪水流量小于下泄流量,水库蓄水量逐渐减少,水库水位逐渐下降,下泄流量也逐渐减少。

通过水库调节洪水后,入库的洪峰流量 Q_m ,被削减为出库的最大下泄流量 q_m ,在涨水历时即0~ t_1 时段内,水库中滞蓄的那部分洪水(相当于图3-10-23中两曲线包围的阴影面积)所需的库容,就称作水库的滞洪库容或防洪库容;在 t_1 时刻,水库的水位达到最高值,这就是设计洪水位。

图3-10-23中的曲线是在排洪隧洞断面已定的条件下得出来的。当排洪隧洞断面改变时,下泄流量过程线就会发生变化,防洪库容和最大下泄流量的数值也会改变,即两曲线的交点A也会变换位置。如果设计洪水改变时,其它各项也会相应改变。可见设计洪水、排洪隧洞断面与防洪库容和最大下泄流量之间是互相联系、互相影响的。因此,确定合理的防洪库容、泄洪隧洞(或渠道)断面和设计洪水位,是做好水库防洪设计最基本任务。

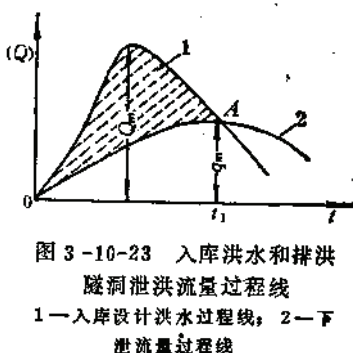


图 3-10-23 入库洪水和排洪隧洞泄洪流量过程线
1—入库设计洪水过程线; 2—下泄流量过程线

10.7.1 防洪库容和设计洪水位的确定

10.7.1.1 库容计算

1. 设计低水位的确定

矿山防洪小型水库,其设计低水位的确定取决于以下两个因素。

1) 设计低水位应保证水库自流排泄

在保证自流排泄的情况下,水库设计低水位主要取决于排洪工程出口高程,根据排洪隧洞出口的高程和隧洞的纵坡和长度,可以推算出排泄隧洞进口洞底的高程,亦即矿山防洪水位的设计最低水位。

2) 死库容应满足泥沙淤积的要求

在泥沙较多的河溪上修建水库时,除了满足上述条件外,还必须校核死库容能否满足泥沙淤积的要求。矿山防洪水库一般建立在没有实测泥沙资料的河流上,故常采用简易方法进行估算,其计算公式如下:

$$V = \frac{1}{10} \alpha y_0 F \quad (3-10-50)$$

式中 V ——满足泥沙淤积要求的死库容, 10^4 m^3 ;

y_0 ——流域的多年平均迳流深, mm;

F ——汇水面积, km^2 ;

α ——反映流域内水土流失程度的系数,可根据各地统计资料确定。

经计算如果不能满足泥沙淤积要求,则应提高设计最低水位,以加大死库容。对于含砂量很少的河流,可以不计算泥沙淤积量。

2. 库容计算

水库的蓄水量和水面面积的大小均与蓄水水位的高低有密切关系。水位愈高,蓄水量愈大,水面面积也愈大。从水位和蓄水量的关系曲线(即库容曲线)与水位和水面面积的关系曲线(即面积曲线)上,可以查得相应水位的蓄水量和水面面积。曲线的绘制方法如下:

1) 水面断面法

在有库区地形图的情况下,可采用水平断面法推求和绘制库容曲线和面积曲线。水平断面法就是将水库容积分成很多水平层,每一层的高度根据需要的精度而定,一般可取 $2 \sim 5 \text{ m}$ 。总库容的计算,是先由下而上算出每个水平层的容积,然后累加起来。同时,在计算中还可以求得各种水位时的水面面积。

例如:最低的一个水平层,其高度为 ΔH ,底面积为 A_1 ,顶面积为 A_2 ,该水平层的容积即为:

$$\Delta V_1 = \frac{1}{2} (A_1 + A_2) \Delta H_1 \quad (3-10-51)$$

第二个水平层的容积为:

$$\Delta V_2 = \frac{1}{2} (A_2 + A_3) \Delta H_2 \quad (3-10-52)$$

这样一直计算到水面的水平为止。

总库容按下式计算:

$$V = \sum_{i=1}^n \Delta V_i = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^n (A_i + A_{i+1}) \Delta H_i \quad (3-10-53)$$

以表 3-10-37 为例, 列出某水库库容计算表供参考。

根据计算结果, 就可以绘出水库的容积曲线和面积曲线, 用纵座标表示水位, 横座标表示库容, 将表 3-10-37 中数值标绘在方格纸的相应位置上, 连成一条光滑的曲线, 就是水库的容积曲线; 以纵座标表示水位, 横座标表示水面面积, 将表 3-10-37 中数值标绘在方格纸的相应位置上, 绘成的曲线就是水库的面积曲线, 如图 3-10-24 所示。

某 水 库 库 容 计 算 表

表 3-10-37

水位高程 (m)	水面面积 (10^4m^2)	平均面积 (10^4m^2)	高差 (m)	分层库容 (10^4m^3)	累计库容 (10^4m^3)
95	0	15	3	45	0
98	30	33	2	66	45
100	36	40	2	80	111
102	44	52	2	104	191
104	60	65	2	130	295
106	70	73	2	146	425
108	76	83	2	166	571
110	90	97	2	194	737
112	104	120	2	240	931
114	136	138	2	276	1171
116	140	147	2	294	1447
118	154				1741

2) 经验公式法

在可行性研究或规划阶段, 有时为了初步估算水库的容积, 可以采用下面经验公式进行粗略估算:

$$V = \theta BHL \quad (3-10-54)$$

式中 V ——水库库容, m^3 ;

H ——满库时坝前最大蓄水深, m ;

B ——满库时坝前水面宽度, m ;

L ——满库时水面长度, m ;

θ ——地形系数, 依库址地形特点决定, 可按表 3-10-38 选取。

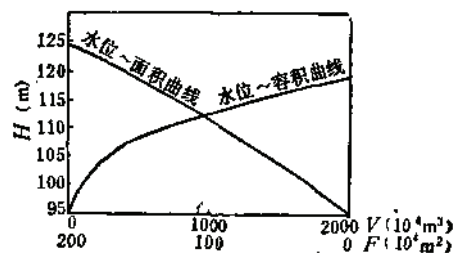


图 3-10-24 水库水位-容积和
水位-水面面积曲线

地形系数 θ 数值表

表 3-10-28

河流纵坡	河谷形状	
	狭谷形	开阔形
忽陡忽平	0.2	0.3
比较平顺	0.3	0.4
上陡下平	0.4	0.5

10.7.1.2 设计洪峰流量的推求

设计洪峰流量的推求见 10.3.2 节。

10.7.1.3 洪水总量的推求

设计洪水总量按公式 3-10-55 计算。

$$W_{tp} = 1000 \alpha_t H_{tp} F \quad (3-10-55)$$

式中 W_{tp} ——历时为 t 、频率为 P 的洪水总量, m^3 ;

α_t ——与历时 t 相应的洪峰流量径流系数, α_t 见表 3-10-17;

H_{tp} ——历时为 t 、频率为 P 的降雨量, mm ;

F ——流域汇水面积, km^2 。

10.7.1.4 设计洪水过程线的推求

小流域的设计洪水过程线,常用的有概化单峰三角形过程线和概化多峰三角形过程线。

1. 概化单峰三角形过程线

在已知设计洪峰流量 Q_p 和设计洪水总量 W_{tp} 的情况下,洪水过程线的总历时 T 可用下式计算:

$$T = t_1 + t_2 = \frac{2 W_{tp}}{Q_p} \quad (3-10-56)$$

式中 t_1 、 t_2 —— t_1 为涨水历时; t_2 为落水历时; t_2 应大于 t_1 , $\frac{t_2}{t_1}$ 一般在 1.5~3.0 之间,

其它符号同前。

概化单峰三角形过程线的绘制见图 3-10-25。

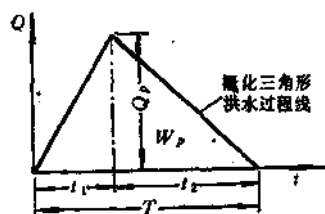


图 3-10-25 概化三角形洪水过程线

Q_p ——设计频率洪峰流量;
 W_{tp} ——设计频率洪水总量

概化单峰三角形过程线计算简便,但洪量过于集中,偏于安全,可能与实际情况出入较大。

2. 概化多峰三角形过程线

概化多峰三角形过程线结合了推理公式的特点,并能反映我国台风季风区暴雨洪水的特点,比较切合实际,适用于中小型水库工程设计。

概化多峰三角形过程线的基本原理是假定一段均匀降雨可相应产生一个单元三角形洪水过程线,此三角形的面积等于该段降雨产生的洪水量 W_{tp} ,三角形的底长相当于该段降雨的产流历时与汇流历时之和,而三角形

的高即相当于该段降雨产生的洪峰流量 Q_m 。把设计雨型按下述原则分为若干段,把每段降雨所形成的单元三角形洪水过程线按时序迭加,即得概化多峰三角形洪水过程线。

1) 设计暴雨时程分配雨型的确定

设计暴雨的时程分配雨型,一方面要能反映本地区大暴雨的特点(如时段雨型,时段分配,雨峰出现位置,降雨历时等),另一方面又要照顾到工程设计上的安全要求。有条件时,可按地区编制的综合标准雨型采用。

当无条件取得雨型资料时,则只能从水库安全运用角度出发,作一些假定,从而定出 $H_{2,p}$ 的时程分配。

假定如下:

(1)一般可将主雨峰置于设计降雨历时的四分之三或稍后一些的时程上;

(2)次雨峰对称地出现于主雨峰两侧。

降雨分段的各段历时 t_c ,对于主雨峰可取 $t_c = \tau$ (τ 是流域汇流历时),对于次雨峰可取 $t_c = \tau$,也可取 $t_c = b\tau$ (b 为整数)。

以主雨峰为中心,按公式 $Ht = Sp t^{1-n}$ 确定不同历时 t 的降雨量(历时 t 的取值,对于对称区间的次雨峰取为两对称时段间各段历时之和,对于对称区间以外的次雨峰则取为计算段起点至一次降雨终点的各段历时之和)。

次雨峰各段的降雨量,对于对称区间以内的次雨峰为 $H_R = \frac{H_{ti} - H_{ti-1}}{2}$,对于对称区间以外的次雨峰为 $H_R = H_{ti} - H_{ti-1}$ 。

2) 概化多峰三角形过程线的绘制

(1) 时段峰量的确定

各段均匀降雨产生的单元峰值流量可按下式确定。

$$Q_m = 0.566 \frac{h_R F}{t_c + \tau} \quad (3-10-57)$$

$$h_R = H_R - \mu t_c$$

式中 Q_m ——时段峰量, m^3/s ;

t_c ——时段历时, h ;

F ——流域面积, km^2 ;

τ ——流域汇流历时, h ;

h_R —— t_c 时段降雨产生的径流深, mm ;

H_R ——时段降雨量, mm ;

μ ——土壤入渗率, mm/h , 见公式 3-10-6 和 3-10-9。

(2) 主峰段过程线的绘制

主峰段洪水过程线一般可按三点进行概化。有时为了提高计算准确度,则需根据分析资料按五点进行概化。

三点概化过程线:

三点概化过程线的起点 A 与时段降雨起点对齐,终点 B 位于时段降雨终止后延长一段集流时间 τ 的地方,最大流量 $Q_m = Q_p$ 位于时段降雨终止的地方(如图 3-10-26)。

五点概化过程线:

如图 3-10-27 所示, $DF = Q_a$ 为涨水过程线上的特征点流量, $EG = Q_b$ 为落水过

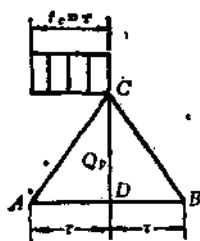


图 3-10-26 三点概化过程线

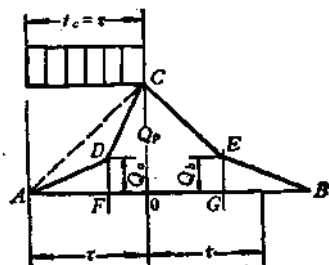


图 3-10-27 五点概化过程线

程线上的特征点流量。

$$Q_a = K_a Q_p \quad (3-10-58)$$

$$Q_b = K_b Q_p \quad (3-10-59)$$

$$t_F = t_A + (1 - 2K_W + K_a) \tau \quad (3-10-60)$$

$$t_0 = t_A + \tau \quad (3-10-61)$$

$$t_G = t_A + (2 - K_b) \tau \quad (3-10-62)$$

$$t_B = t_A + \frac{\tau}{K_T} \quad (3-10-63)$$

式中

t_A ——主峰概化过程线的起点时程坐标;

t_F 、 t_0 、 t_G ——分别为 Q_a 、 Q_p 、 Q_b 的时程坐标;

t_B ——主峰概化过程线的终点时程坐标;

$$K_a = \frac{FD}{OC}, \quad K_b = \frac{1 - 2K_W}{\frac{1}{K_T} - 2}, \quad K_T = \frac{AO}{AB},$$

$$K_W = \frac{\text{面积} AOCDA}{\text{面积} ABECDA}$$

K_a 、 K_b 、 K_T 、 K_W ——为过程线的形状特征系数,有时可以从地区水文手册中查到这些数据。

(3) 次峰段过程线的绘制

单元三角形过程线的起点与该段降雨起点对齐, 终点则在该段降雨停止后延长一段集流时间 τ 的地方。峰值 Q_m 出现的位置视该段洪水出现于主峰前后而定, 如在主峰之前, 则峰值位于该段降雨的终点位置, 见图 3-10-28。如在主峰之后, 则峰值位于该段降雨起点后延长一段集流时间 τ 的地方, 见图 3-10-29。

按上述方法计算绘制出各段单元洪水过程线之后, 将它们按时序迭加, 即可得到以暴雨时程分配雨型为根据的一次暴雨概化的多峰三角形洪水过程线。

10.7.1.5 调洪演算

调洪演算目的是根据既定的排水系统确定所需的调洪库容及泄洪流量。对一定的来水

过程线,排水构筑物愈小,所需调洪库容就愈大,坝也就愈高。设计中应通过几种不同尺

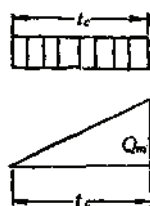


图 3-10-28 主峰前的次峰过程线

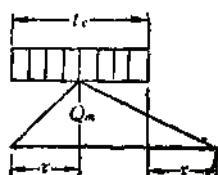


图 3-10-29 主峰后的次峰过程线

寸的排水系统的调洪演算结果,合理地确定坝高及排水构筑物的尺寸,以便使整个工程造价最小。

1. 公式法

对于洪水过程线可概化为三角形,且排水过程线可近似为直线的简单情况,其调洪库容和泄洪流量之间的关系可按公式 3-10-64 确定。

$$q = Q_p \left(1 - \frac{V_t}{W_p} \right) \quad (3-10-64)$$

式中 q ——所需排水构筑物的泄洪流量, m^3/s ;

Q_p ——设计频率为 P 的洪峰流量, m^3/s ;

V_t ——某坝高时的调洪库容, m^3 ;

W_p ——频率为 P 的一次洪水总量, m^3 。

对于一般情况的调洪演算,可根据来水过程线和排水构筑物的泄水量与水库的蓄水量关系曲线,通过水量平衡计算求出泄洪过程线,从而定出泄洪流量和调洪库容。

水库内任一时段 Δt 的水量平衡方程式如公式 3-10-65 所示。

$$\frac{1}{2} (Q_s + Q_z) \Delta t - \frac{1}{2} (q_s + q_z) \Delta t = V_z - V_s \quad (3-10-65)$$

式中 Q_s, Q_z ——时段始、终水库的来洪流量, m^3/s ;

q_s, q_z ——时段始、终水库的泄洪流量, m^3/s ;

V_s, V_z ——时段始、终水库的蓄洪量, m^3 。

令 $\bar{Q} = \frac{1}{2} (Q_s + Q_z)$, 将其代入公式 3-10-65, 整理后得:

$$V_z + \frac{1}{2} q_z \Delta t = \bar{Q} \Delta t + \left(V_s - \frac{1}{2} q_s \Delta t \right) \quad (3-10-66)$$

求解公式 3-10-66 可直接计算,但需预先根据泄流量、库水位、调洪库容之间的关系绘出 q 与 $(V + \frac{1}{2} q \Delta t)$ 和 q 与 $(V - \frac{1}{2} q \Delta t)$ 辅助曲线备查。

2. 图解法

对于来水过程线可概化为三角形,而排水过程线不能近似为直线的情况,图解方法如下:

(1) 坝址选择在能最大限度拦截地表水流入露天采矿场、地下开采崩落区或岩溶塌陷区等地段;

(2) 坝轴线短, 土石方工程量少;

(3) 坝基处理简单, 两岸山坡稳定, 尽量避开溶洞、淤泥、断层、滑坡等不良工程地质条件地段。

10.7.2.2 坝型选择

1. 坝型选择的因素

在选择坝型时, 主要根据坝及库区的土、砂、石料、地形、地质、水文和气象等自然条件以及施工设备、工期要求进行综合分析, 对可能采用的坝型都应做全面技术经济比较, 从中选出最优方案。坝型选择一般应考虑以下几个因素:

(1) 筑坝材料: 各种土料, 如粘土、壤土、黄土、砂、砾等都可做为筑坝材料。应根据材料的物理力学性质、储量及分布情况, 开采、运输和填筑条件, 按照各种坝型的特点进行全面分析, 从中选用合理坝型。

(2) 坝址区的水文地质与工程地质条件: 主要是分析研究坝基覆盖层的性质、厚度、相对不透水层的埋藏深度与厚度, 结合对防渗的要求, 选择合适的坝基防渗措施, 从而选择合理的坝型。

(3) 施工条件: 主要根据工程要求完工的期限、施工期气象、水文、导流合龙条件、施工设备等情况综合考虑, 看选择哪种坝型有利。

(4) 在工程的总体布置上, 根据选用的泄洪及排水建筑物的形式, 看选择哪种坝型更有利于和这些建筑物的结合。

(5) 工程量和总造价。

2. 坝型选择

我国矿山防洪坝, 根据矿山蓄洪时间短、矿山剥离废石多的特点, 因而常用土坝、土石混合坝和堆石坝。

1) 土坝

实际工程中可按下述原则选择土坝坝型。

(1) 当地基不透水或透水性不强时, 坝址附近有适合于筑坝的透水性不强的砂壤土料时, 可建均质坝;

(2) 当地基具有压缩性或湿陷性较大的土层时, 可以考虑采用除硬性心墙和斜墙外的各种坝型;

(3) 当工程附近不透水性土壤极少时, 可考虑采用斜墙或心墙坝;

(4) 当筑坝地区处于严寒或酷热地带, 则应避免作斜墙坝。

图 3-10-32 是采用最多的两种土坝坝型。第一种坝体的主要部分由同一种土料筑成, 即均质坝。第二种坝体由透水性较强的土料筑成, 但坝体中部筑有透水性小的土料 (如粘性土) 心墙, 即心墙坝。

2) 堆石坝

在缺乏土料而石料多的地区宜建造堆石坝。当采矿有足够的合乎要求的废石, 且运距较近时, 应优先考虑采用。

矿山防洪用的坝型可以选用塑性斜墙堆石坝和刚性斜墙堆石坝。

塑性斜墙堆石坝是将防渗土料构成的斜墙斜卧在堆石坝体上,如图3-10-33所示。

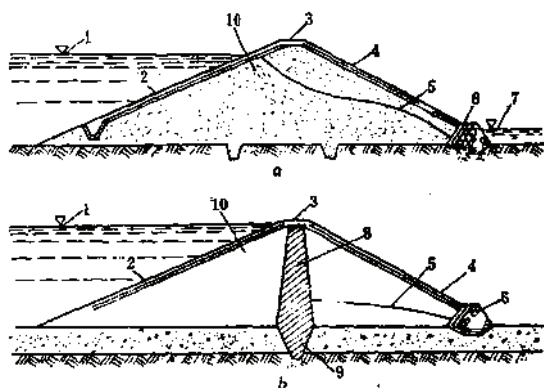


图3-10-32 土坝坝型示意图

a—均质坝 b—心墙坝

- 1—上游水位; 2—上游护坡;
3—坝顶; 4—下游护坡;
5—浸润线; 6—排水体;
7—下游水位; 8—心墙;
9—截水墙; 10—坝体

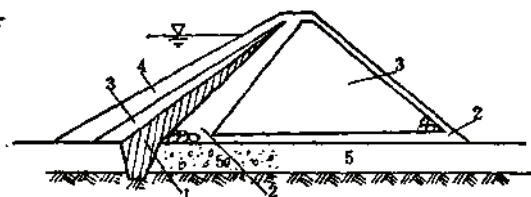


图3-10-33 塑性斜墙堆石坝示意图

- 1—防渗土料; 2—干砌块石; 3—堆石体;
4—干砌块石护坡 5—透水层

刚性斜墙堆石坝的防渗斜墙,常采用浆砌石或混凝土结构,个别情况采用钢筋混凝土结构。刚性斜墙除防渗外,在空库时,还能承受下游堆石的推力,起到挡土墙的作用,在上游有水时,则与堆石体共同承受上游的水压力。

采用这种坝型时应注意,凡是能引起较大沉陷而会造成坝的防渗结构破坏的地基,如淤泥、软粘土以及可冲刷的粉砂等,都不宜采用这种坝型。

3) 土石混合坝

在渗透性弱的土料相对较多的地区,可修建心墙式或斜墙式土石混合坝。

土石混合坝的防渗体的厚度较大,一般渗透性较小的土料占坝体总体积的一半以上。这种坝型结构简单,施工容易,在有条件的矿山均可采用,图3-10-34和图3-10-35为常用土石混合坝坝型。

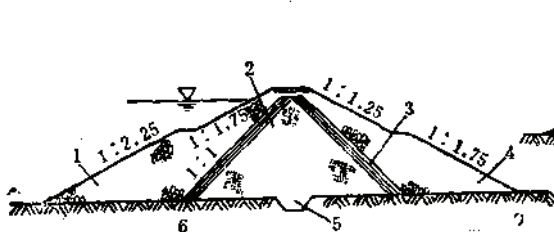


图3-10-34 心墙式土石混合坝示意图

- 1—上游堆石体; 2—粘土心墙; 3—过渡带;
4—下游堆石体; 5—截水槽; 6—基岩

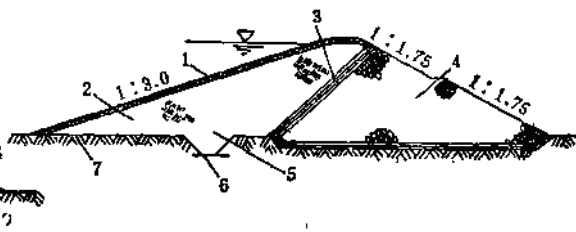


图3-10-35 斜墙式土石混合坝示意图

- 1—护坡; 2—粘土斜墙; 3—过渡带; 4—堆石体;
5—截水槽; 6—基岩; 7—土基

10.7.2.3 坝高确定

坝高常用下列公式确定:

$$H = h + h_p + h_a \quad (3-10-67)$$

式中 H ——坝顶高, m;

h ——设计水深, m;

h_p ——波浪爬高, m, 其确定方法见公式 3-10-68, 如图 3-10-36;

h_a ——安全超高, 对于低坝取 0.5~1.0m。

当用上式计算的坝高小于校核频率水深时, 坝高按校核水深进行设计。

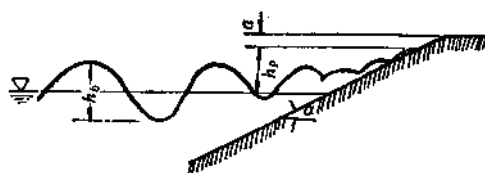


图 3-10-36 波浪爬高示意图

$$h_p = 3.2K h_b \operatorname{tg} \alpha \quad (3-10-68)$$

式中 K ——与坝边坡粗糙程度有关的系数。对于光滑的坡面如混凝土护面或土坡,

$K = 1.0$; 对于铺砌或草皮护坡的边坡, $K = 0.9$; 对于粗糙的表面, 如大块碎石或块石堆成的坡面, $K = 0.77$;

$\operatorname{tg} \alpha$ ——坝边坡对地平线的倾角正切;

h_b ——坝前波浪高度, m, 按 3-10-69 式计算:

$$h_b = 0.0208 V^{5/4} D^{1/3} \quad (3-10-69)$$

式中 V ——计算风速, m/s, 取多年最大风速的 1.5~2 倍;

D ——库面的波浪吹程, km, 通常是指从坝起沿着库水面直到对岸的最大直线距离, 但如果库形特别狭长, 应以 5 倍平均水面宽度为限。

常用边坡的波浪爬高经验值列于表 3-10-39。

1:2 护砌边坡的波浪爬高值 (m)

表 3-10-39

波浪长度 L(km)	风 速 (m/s)					
	13			17		
	平 均 水 深 H (m)					
	2	5	8	2	5	8
10	0.75	1.3	1.6	0.8	1.3	2.25
5	0.75	1.3	1.3	0.8	1.3	1.8
2	0.75	0.95	0.95	0.8	1.3	1.3
1	0.75	0.75	0.75	0.8	1.05	1.05
0.5	0.60	0.60	0.60	0.8	0.80	0.80

10.7.2.4 坝身构造及断面尺寸的确定

1. 坝顶宽度

坝顶宽度当有交通安全要求时,可按行车需要确定;无交通要求时可按表 3-10-40 确定。

坝 顶 最 小 宽 度

表 3-10-40

坝 高(m)	<10	10~20	>20
坝 顶 宽(m)	≥2.5	≥3.0	≥4.0

2. 坝坡坡度

1) 土坝坝坡

土坝坝坡可根据坝高和坝基的特点、筑坝土料及坝型等条件,参考已建成的同类土坝拟定。一般由于上游坝坡经常被水饱和,并且常有水位骤长骤降情况出现,故上游坝坡应比下游坝坡缓一些。表 3-10-41、表 3-10-42 和表 3-10-43 所列的经验数据可供选用坝坡时参考。

对高于 10m 的土坝,按表中所列坝坡采用变坡。坡度变化的地方,通常设置平台,其作用除增加坝体稳定外,还可作过坝交通便道,在运用期供检修坝坡用。平台上一般设有排水沟,使平台的雨水能沿沟排走,以免冲刷平台以下坝坡。

2) 堆石坝坝坡

坝坡与坝身构造、坝高、材料性质、施工方法及坝基地质情况等有关,一般堆石坝坝坡设计角度取小于堆石的自然安息角。

堆石的自然安息角取决于石块的大小、形状、级配及其堆筑方法,可通过试验确定。初估时可参考表 3-10-44 选取。

坝的下游坡,当地基为岩石且坝高小于 30m 时,一般可取 1:1.3~1.5;非岩基时,还应取得缓些,可取 1:2.0。下游坡面应用大块石堆筑平整,每隔 10~15m 高度设

均质土坝基本断面各部分尺寸表

表 3-10-41

土 质		砂 质 粘 土			土 质	粉 质 壤 土			
坝 高 (m)	平 台		上游坝坡	下游坝坡	坝 高 (m)	平 台		上游坝坡	下游坝坡
	顶 宽 (m)	级数	由上而下	由上而下		顶 宽 (m)	级数	由上而下	由上而下
<15	1.5	1	1:2.5 1:2.75	1:2.25 1:2.5	<15	1.0	1	1:2.25 1:2.50	1:2.0 1:2.25
15~25	2.0	2	1:2.75 1:3.00	1:2.5 1:2.75	15~25	2.0	2	1:2.5 1:2.75	1:2.25 1:2.5
25~30	2.0	3	1:2.75 1:3.00 1:3.5	1:2.5 1:2.75 1:3.00	25~30	2.0	3	1:2.5 1:2.75 1:3.25	1:2.25 1:2.5 1:2.75

塑性心墙坝基本断面各部分尺寸表

表 3-10-42

坝 高 (m)	平 台		坝 壳 部 分		心 墙 及 截 水 槽 部 分			
	顶 宽 (m)	级数	上游坝坡 (由上而下)	下游坝坡 (由上而下)	顶 宽 (m)	边 坡	河水截水槽底宽 (m)	山坡截水槽底宽 (m)
<15	1.5	1	1:2~2.25 1:2.25~2.5	1:1.75~2.0 1:2.0~2.25	1.5	1:0.2	1/4水头	1/2水头
15~25	2.0	1~2	1:2.25~2.5 1:2.5~2.75	1:2.0~2.25 1:2.25~2.5	2.0	1:0.15~1:0.25	1/4~1/6水头	1/2~1/3水头
25~30	2.0	2	1:2.5~2.75 1:2.75~3.00 1:3.00~3.5	1:2.25~2.5 1:2.5~2.75 1:2.75~3.00	2.5	1:0.15~1:0.25	1/4~1/6水头	1/2~1/3水头

注: (1)坝壳部分边坡范围与土质有关,砂砾及山皮土可用较陡值;

(2)心墙部分边坡范围与心墙土料不透水的强弱有关,不透水性强者可用较陡值;

(3)水头系指土坝上下游水位差。

塑性斜墙坝基本断面尺寸表

表 3-10-43

坝 高 (m)	平 台		坝 身 部 分		斜 墙 及 截 水 槽 部 分			
	顶 宽 (m)	级数	上游坝坡 (由上而下)	下游坝坡 (由上而下)	上部厚(m) (垂直坝坡)	下部厚(m) (垂直坝坡)	截水槽底宽 (m)	山坡截水槽底宽 (m)
<15	1.5	1	1:2.5 1:2.75	1:2.0 1:2.25	0.8	$\frac{1}{4}$ 坝高	$\frac{1}{4}$ 坝高	$\frac{1}{4}$ 坝高
15~25	2.0	1	1:2.5 1:3.0	1:2.25 1:2.5	1.0	$\frac{1}{6}$ 坝高	$\frac{1}{6}$ 坝高	$\frac{1}{6}$ 坝高
25~30	2.0	2	1:2.75 1:3.0 1:3.5	1:2.25 1:2.5 1:2.75	1.2	$\frac{1}{6}$ 坝高	$\frac{1}{6}$ 坝高	$\frac{1}{6}$ 坝高

岩堆安息角参考表

表 3-10-44

岩 石 类 别	岩 堆 安 息 角 (度)		
	最 大	最 小	平 均
砂质片岩(角砾碎石)与砂粘土	42	25	35
砂岩(块石、碎石、角砾)	40	26	32
片岩(角砾、碎石)与砂粘土	43	36	38
片 岩	43	29	39
石灰岩(碎石)与砂粘土	45	27	34
花 岗 岩			37
钙质砂岩			34.5
致密石灰岩			36.5~32
片 麻 岩			34
云母片岩			30

置宽1~2m的平台。

坝的上游坡应不陡于保护层或防渗铺盖的自然安息角,并应考虑反滤层施工条件,一般不陡于1:1.5。

地震区,坝坡放缓10~20%。

3)土石混合坝坝坡

小型土石混合坝下游坝坡一般为1:1.25~1:1.75;上游坝坡与防渗形式有关,斜墙坝的上游坝坡与土坝的上游坝坡相同,心墙坝的上游坝体为堆石体,故坡度较斜墙坝陡,一般为1:1.75~1:2.25。

3.坝的护坡

为了保护坝面不受波浪、冰冻及穴居动物的破坏,土坝上下游两面都必须设置护坡。小型土坝常用的护坡材料有块石及草皮、碎石等。上游护坡一般采用块石,从坝顶开始护至最低库水位以下1.5~2.0m,块石护坡应采用坚固和不易风化的石料。为防止波浪淘刷及库水位骤降时渗水的破坏作用,护坡下应铺设反滤层。

反滤层采用粒径不同的2~3层无粘性土,如砂、砾石、卵石或碎石等做成,每层要铺设得大体和渗流方向垂直,沿渗流方向由细颗粒逐渐增大到大颗粒。反滤层每层厚度为15~50cm,依施工条件和反滤层颗粒的粗细而定,一般常用每层厚度25cm。

下游坡常采用草皮护坡。若下游坡为砂壤土、可直接在坝坡上种草或铺草皮;如坝坡为砂土、山皮土,则可先铺一层腐植土,厚0.1~0.15m,然后种植草皮。如材料来源丰富,下游坡也可采用碎石护坡。

下游坡上常设置纵缝连通的排水沟,以防暴雨时对坝坡产生冲刷;沿土坝与岸坡结合处设岸坡排水沟;沿平台内侧铺设纵向排水,多用浆砌块石铺成梯形或矩形断面,一般底宽0.3m。

4.坝体防渗

1)防渗体

水库坝体防渗,一般采用粘性土料、浆砌石、混凝土、沥青混凝土以及钢筋混凝土等材料筑成的心墙或斜墙。

心墙位于坝体中央或稍偏向上游。心墙顶应高出设计水位0.3m,且不得低于校核洪水位。为了防冻和防裂,心墙顶至少要低于坝顶0.5m。为了施工碾压方便,墙顶最小宽度为1.5~2.5m。心墙自上而下逐渐加厚,边坡最大采用1:0.15~1:0.25,并保证心

墙底宽不小于坝前水头的 $\frac{1}{4} \sim \frac{1}{6}$ 。

斜墙顶部厚度(垂直于斜墙坡面)不小于0.8~1.0m。斜墙底部厚度规定为坝前水头的 $\frac{1}{4} \sim \frac{1}{6}$,且不得小于3.0m。斜墙的迎水面应设保护层,以防冲刷、冰冻或干裂。保护层厚度一般不小于1.0m。

当坝基为透水层时,为了防止坝基漏水,心墙或斜墙底部一定要向下延伸到不透水层,将坝基渗漏截住,所延伸部分即为截水槽。截水槽的底宽随坝前水头及截水槽所在部位(河床或山坡)而不同,具体尺寸参考表3-10-42和表3-10-43。

2)排水体

排水体的作用就是将渗入坝体的渗透水引向下游,以降低坝体的浸润曲线,排水体由透水性强的砂、砾石组成。

小型水库的坝排水体多用以下两种形式:

(1) 贴坡排水

贴坡排水是一种最简单的排水设施,优点是用料省、易维修,对坝体施工没有干扰,可以在坝基填至一定高程后再铺筑。但它只能防止渗水在坝坡逸出处的冲蚀作用,不能降低浸润曲线,因而一般只适用于低坝或有防渗体的坝。

贴坡排水的顶面高程应高于浸润曲线与坝坡的交点 1 m 以上,或下游最高水位以上 1.0~1.5 m。反滤层的第一层为粗砂,层厚 0.2~0.3 m;第二层为小砾石,层厚 0.2~0.3 m;第三层为块石或卵石。贴坡排水结构见图 3-10-37。

(2) 堆石棱体排水

堆石排水棱体是由堆石组成的一个棱柱体,如图 3-10-38 所示。堆石棱体排水多建于土坝的河槽部分,它除有排水、降低浸润曲线的作用外,还可以支撑下游坝坡,有利于坝体稳定。排水棱体顶部应高出下游最高水位 1.0 m,顶宽 1.0~2.0 m,内坡常用 1:1~1:1.5,外坡常用 1:1.5~1:2.0。反滤层的组成与贴坡排水相同。

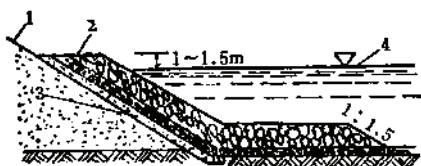


图 3-10-37 贴坡排水示意图
1—坝坡; 2—块石; 3—反滤层; 4—下游水位

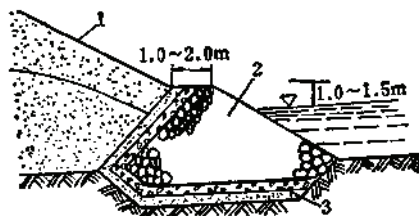


图 3-10-38 堆石棱体排水示意图
1—坝坡; 2—反滤层; 3—反滤层

矿山调洪水库,由于蓄水时间较短,库内大部分时间呈放空状态,因此,对坝的排水要求,主要是从保证坝体稳定性角度提出的,只要保证坝体安全,可以对排水要求降低甚至不做坝的排水。如矿山用废石堆筑坝体,其坝体尺寸远远超过筑坝要求,在这种情况下,坝的排水可以不做。

10.7.2.5 渗透计算

矿山调洪用小型水库的土坝渗透计算,主要是为了确定坝体浸润曲线的位置、下游坡出逸坡降,据以校核坝坡和坝基的渗透稳定,确定坝身和坝基渗透量,以及估算水库的渗漏损失。

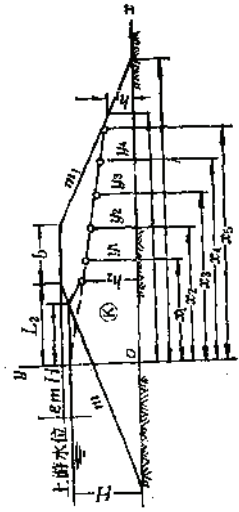
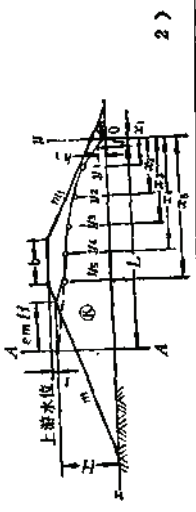
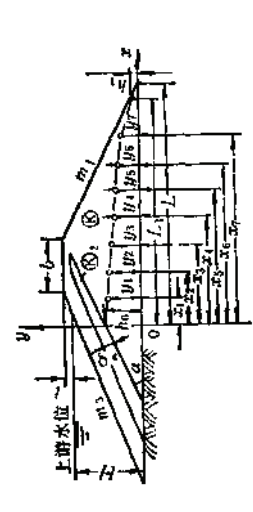
1. 渗透计算

根据矿山调洪水库平时经常处于放空状态,汛期发生洪水的历时很短的特点,一般在土坝内不易形成稳定的浸润曲线,但从安全角度出发,设计还是要求按一般水库贮水情况,对上游正常高水位时的渗透进行计算。

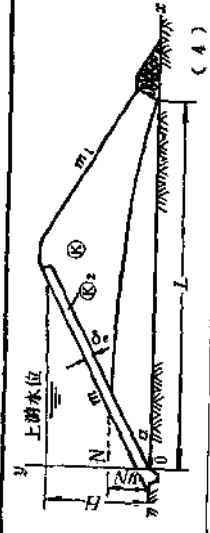
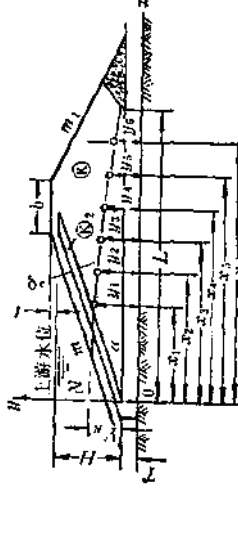
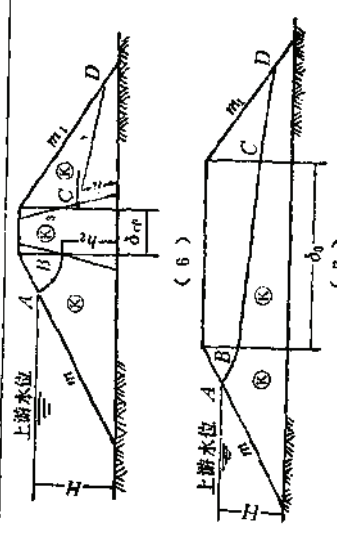
对于土坝不同情况下的渗透计算方法见表 3-10-45。

土坝渗透计算公式表

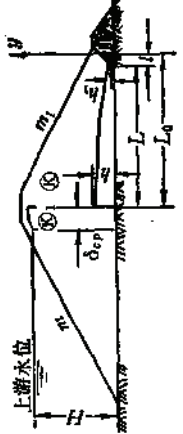
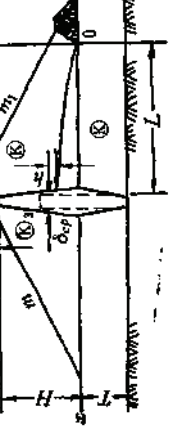
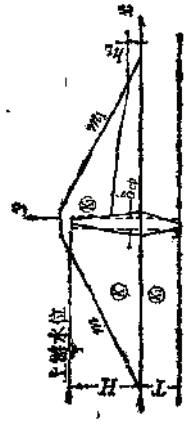
表 3-10-45

土坝类型	适用条件	计算图示	计算公式	符号说明
均质坝	不透水地基， 贴坡排水或无排水，下游无水的情况		(1) $h_1 = \frac{L}{m_1} - \sqrt{\left(\frac{L}{m_1}\right)^2 - H^2}$	h_1 —浸润线在下游坡出点的高度, m;
			(2) $L_1 = L - m_1 h_1$	H —坝前水深, m;
			(3) $h_2 = \sqrt{H^2 - \frac{H^2 - h_1^2}{L_1}}$	q —坝体单位渗透流量, $m^3/d \cdot m$;
			(4) $L_2 = emH + im$	K —坝体土层的渗透系数, m/d ;
			(5) $y = \sqrt{H^2 - \frac{H^2 - h_1^2}{L_1}} x$	L_1 —座标原点到浸润曲线在下游坡出点的距离, m;
			(6) $q = K \frac{H^2 - h_1^2}{2L_1}$	h_2 —浸润曲线在坝顶上游边缘位置的纵座标, m;
			(7) $q = K \frac{H^2 - y^2}{2x}$	l —水面距坝顶的高度, m;
坝	不透水地基， 设棱体排水，下游无水的情况		(8) $y^2 = 2hx$	L_2 —纵座标轴Oy到坝顶上游边缘的距离, m;
			(9) $h_1 = \sqrt{L^2 + H^2} - L$	e —经验系数, $e = 0.3 \sim 0.4$, 当坝坡较陡时, 采用小值;
			(10) $l = \frac{h_1}{2}$	l —浸润曲线进入排水设备的距离, m;
			(11) $q = Kh_1$	h_0 —斜墙后浸润曲线的纵座标, m;
			(12) $\frac{q}{K} = \frac{H^2 - h_0^2 - Z^2}{2nd \sin \alpha}$	
斜墙坝	不透水地基， 设贴坡排水或无排水，下游无水的情况		(13) $\frac{q}{K} = \frac{h_0^2 - y^2}{2x}$	
			(14) $\frac{q}{K} = \frac{h_0^2 - h_1^2}{2L_1}$	
			(15) $L_1 = L - m_1 h_1$	
			(16) $h_1 = \frac{L}{m_1} - \sqrt{\left(\frac{L}{m_1}\right)^2 - h_0^2}$	
			(17) $y = \sqrt{h_0^2 - h_1^2 - \frac{h_1^2}{L_1} x}$	

续表

土坝类型	适用条件	计算图示	浸润曲线和渗透量计算公式	符号说明
斜墙	不透水地基，斜坡体排水，下游无水的情况		$q = K \frac{y_N^2}{2L} \quad (18)$ $y_N = \sqrt{\frac{H}{1 + \frac{K}{K_e} \frac{\delta \sin \alpha}{L}}} \quad (19)$ $y = y_N \sqrt{1 - \frac{x}{L}} \quad (20)$	z —斜坡原面在垂线上的投影值， $z = \delta \cos \alpha$ ； δ —斜坡的平均厚度，m； n —坝体土壤的渗透系数 K 与斜坡土壤渗透系数 K_e 的比值， $n = \frac{K}{K_e}$ ； α —斜坡对坝基线的倾角； y_N —N点的纵坐标，m，该点位于斜坡的下游边线 与坝基线的交点处浸润 曲线的延长线上； T —透水层厚度，m； J_m —下游坝坡透出水段渗透量 大坡度， $J_m = \frac{1}{m}$ ； m —下游坝坡的边坡系数； δ —心墙的平均厚度，m； K_s —心墙土壤的渗透系数， m/d； L —浸润线或某断面至坝坡 脚或排水设备之间的距 离，m
墙	透水地基，将截水墙修筑到不透水层，设坝体排水，下游无水的情况		$y_N = \sqrt{\frac{PS+T}{1+P} + \sqrt{\left(\frac{PS+T}{1+P}\right)^2 + \frac{PH(H+2S)}{1+P}}} \quad (21)$ $P = \frac{K_2 L}{K \delta \sin \alpha} \quad (22)$ $S = T \sin \alpha \quad (23)$ $y = \sqrt{(T+y_N)^2 - \frac{2Ty_N+y_N^2}{L}x} \quad (24)$ $q = \frac{K_2}{\delta e} \left[\frac{H^2 - y_N^2}{2 \sin \alpha} + (H - y_N)T \right] \quad (25)$	
心墙	不透水地基，设截水墙排水或无排水，下游无水的情况		将具有不同渗透系数的心墙与坝壳组成的心墙坝 (6)化引成有同一渗透系数的均质坝(7)，此时心墙 的化引厚度为： $\delta_0 = \delta_e \frac{K}{K_s} \quad (26)$ 然后按前述的均质坝渗透计算方法进行计算。	

续表

土坝类型	适用条件	计 算 图 示	浸润曲线和渗流量计算公式	符 号 说 明
心	不透水地基，下游整体排水，下游无水的情况	 (8)	$h = \sqrt{\frac{K}{1 + \frac{K}{K_2}} \cdot \frac{\delta_{cp}}{L}} \quad (27)$ $y = h \sqrt{\frac{x}{L_0}} \quad (28)$ $L_0 = L + l \quad (29)$ $l = \frac{h_1}{2} \quad (30)$ $h_1 = \sqrt{L^2 + h^2} - L \quad (31)$ $q = \frac{KH^2}{2L \left(1 + \frac{K}{K_2} \cdot \frac{\delta_{cp}}{L_0} \right)} \quad (32)$	
坝	在有限深透水地基上，截水墙筑到不透水层，没贴壁排水或无排水，下游无水的情况	 (9)  (10)	通过心墙的渗流量， $q = K_1 \frac{(H+T)^2 - (h+T)^2}{2\delta_{cp}} \quad (33)$ 通过心墙后下游坝壳的渗流量， $q = K - h - h_1^2 + \frac{K_1 T (h - h_1)}{2(L - m_1 h_1)} \quad (34)$ 通过下游坝坡逸出段的渗流量， $q = K \frac{h_1}{m_1 + 0.5} + K_1 T \frac{h_1}{h_1 (m_1 + 0.5) + 0.44T} \quad (35)$ 坝体浸润线， $2qx = Kk^2 + 2K_1 T h - Ky^2 - 2K_1 T y \quad (36)$	

2. 渗透稳定性的评价

1) 渗透破坏形式

土的渗透破坏形式有管涌和流土两类。

(1) 管涌：在渗流的作用下，土体中的细颗粒首先发生移动或被带出的现象称为管涌。一般在土的不均匀系数 $\eta > 10 \sim 20$ 的非粘性土中容易发生管涌。

(2) 流土：在渗流作用下，土体内所有土颗粒同时发生移动的现象称为流土。一般在 $\eta < 10$ 的砂性土或粘性土中容易发生流土。

2) 土的临界渗流坡降及允许渗流坡降

土开始发生渗透破坏时的渗流坡降称为该土的临界渗流坡降，一般与土的性质（容重、孔隙比、粒度和不均匀系数等）有关。

在上升渗流作用下， $\eta \leq 10$ 的砂性土及粘性土根据极限平衡可求得临界坡降：

$$I_l = \frac{r_g}{r_0} - (1 - n) = \frac{\Delta - 1}{1 + e} \quad (3-10-70)$$

$$r_g = \Delta (1 - n)$$

考虑粘聚力时：

$$I_e = \frac{r_g}{r_0} - (1 - n) + \frac{C}{r_0} \quad (3-10-71)$$

考虑土的摩擦力时：

$$I_e = \frac{r_g}{r_0} - (1 - n) + 0.5n \quad (3-10-72)$$

式中 I_e ——土的临界渗流坡降；
 r_g ——土的干容重， t/m^3 ；
 r_0 ——水的容重，一般为， t/m^3 ；
 n ——土的孔隙率；

$$\varepsilon$$
——孔隙比， $\varepsilon = \frac{n}{1 - n}$ ；

Δ ——土的密度， t/m^3 ；

C ——土的粘聚力， t/m^2 。

对于一般非粘性土，可根据不均匀系数 η 由图 3-10-39 中的曲线查得临界渗流坡降。

适用范围： $\eta = 2.3 \sim 39.3$ ， $d_{80} = 0.1 \sim 8 \text{ mm}$ ，

$$d_{10} = 0.057 \sim 0.28 \text{ mm}$$

设计的渗流坡降应小于允许渗流坡降 I_y ，可按式计算：

$$I_y = \frac{I_l}{K_s} \quad (3-10-73)$$

式中 K_s ——渗透安全系数，对粘性土采用 1.5，对非粘性土，一般小型水库工程可采用 2.0。

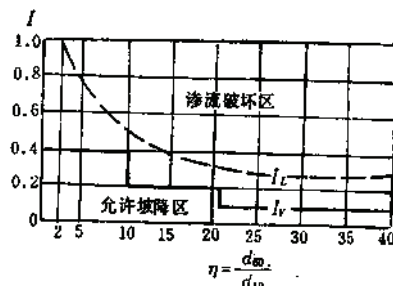


图 3-10-39 非粘性土临界渗流坡降曲线图

其余符号同前。

10.7.2.6 稳定计算

稳定计算的目的在于校核坝体的稳定性。如不稳定,应将坝坡放缓。土坝、堆石坝的抗滑稳定安全系数,应根据工程等级和荷载情况,参照表 3-10-46 选用。

土坝、堆石坝安全系数 K 值表

表 3-10-46

荷 载 组 合	坝 的 级 别	
	N	Y
基本组合(设计)	1.20	1.15
特殊组合(校核)	1.05	1.05

注: (1) 当坝址工程地质条件特别复杂或采用实践经验较少的新坝型、新结构时,可提高一级。

(2) 如按库容、坝高分级指标,若两项接近同一级别的上限时,可提高一级。

(3) 对可能危及下游重要城镇、工矿区、铁路干线或其它重要政治、经济意义设施的小型水库工程,可提高一级。

对于坝高小于 15m 的小型水库,如下游无重要的厂矿和城镇,坝址处又无复杂的地质条件,且对稳定性确有把握时,亦可不进行稳定校核。但当无排水设备时,为避免下游坝坡上浸润线逸出段,发生坍塌破坏,应使下游坝坡的坡度满足下列条件:

$$1 : m_1 \leq \frac{1}{2} \tan \phi \quad (3-10-74)$$

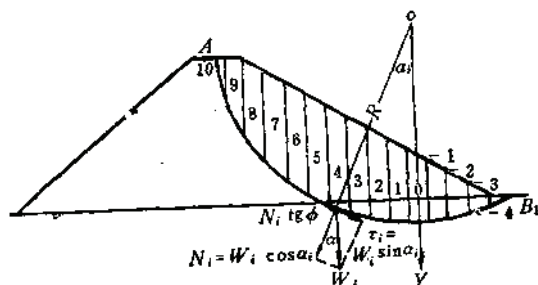


图 3-10-40 圆弧法坝坡稳定计算示意图

式中 m_1 ——下游坝坡的边坡系数;

ϕ ——坝体土壤的内摩擦角,度。

当不满足上述条件时,必须设置排水设备或者放缓坝坡。

1. 均质土坝坝坡稳定计算

在一般情况下,均质粘性土坝的滑动破坏面,往往是圆弧面。均质砂性土坝的滑动破坏面,也近似是圆弧面。因此,通常采用圆弧法进行坝坡稳定计算。

按圆弧法进行坝坡稳定计算时,把滑动土体分为若干条宽度为 $b = 0.1R$ 的土条(图 3-10-40, R 为滑弧半径), O 号土条中线应与过滑弧圆心 O 的垂线重合。求出各土条的质量、滑动力、抗滑力,则坝坡稳定安全系数可按公式 3-10-75 计算。

$$K = \frac{\sum G_i \cos \alpha_i \tan \phi + Cl}{\sum G_i \sin \alpha_i} \quad (3-10-75)$$

式中 G_i ——各土条质量。浸润线以下,下游水位以上土体质量,对于滑动力按饱和容重计算,对于抗滑力按浮容重计算;浸润线以上则不论滑动力或抗滑力,

均用湿容重或最大干容重计算；下游水位以下都用浮容重计算；

α_i ——过各土条中线的滑弧半径与过滑弧圆心的法线间的夹角，°；

l ——滑弧长度，m；

C 、 ϕ ——总应力抗剪强度指标。

最危险滑弧的确定方法如下：

1) 确定最危险滑弧圆心的范围

(1) 过坝坡中点 D 作一铅垂线，并由该点作另一直线与坝坡面成 85° 角（倾向坡脚），见图 3-10-41；

(2) 以 D 点为圆心，用 R_1 和 R_2 为半径分别作弧，交以上两直线成扇形。 R_1 、 R_2 值随坡度而变，可由表 3-10-47 查得；

一般情况下，最危险滑弧圆心位置即在扇形面积内；

(3) 作 AM_2 和 B_1M_2 两直线，其交点为 M_2 ，此两直线的方向按角 β_2 和 β_1 确定，两角之值随坡度而变，可由表 3-10-48 查得；

R_1 、 R_2 值 表

表 3-10-47

坝 坡 坡 度	1:1	1:2	1:3	1:4	1:5
内半径 R_1	0.75H	0.75H	1.0H	1.5H	2.2H
外半径 R_2	1.5H	1.75H	2.3H	3.75H	4.8H

β_1 、 β_2 值 表

表 3-10-48

坝 坡 坡 度	坝 坡 坡 角	角 度	
		β_1	β_2
1:1	45°	28°	37°
1:1.5	33°40'	26°	35°
1:2	26°34'	25°	35°
1:3	18°26'	25°	35°
1:4	14°03'	25°	36°
1:5	11°19'	25°	37°

(4) 将距坝顶以下 $2H$ 、距坝脚以内 $4.5H$ 之点定为 M_1 点，联连 M_1M_2 并延长，则 cd 即为所寻找的最危险滑弧圆心的大概范围。

2) 最危险滑弧试算

(1) 在坡脚附近定出一些 B 点 (B_1 、 B_2 、 B_3 ……)，如图 3-10-41 所示；

(2) 在 cd 线上任选几个点 O_1 、 O_2 、 O_3 ……为圆心，过 B_1 点作圆弧，求得各滑弧的稳定系数 K 标于 O_1 、 O_2 、 O_3 之上方，连成曲线，找出较小 K 值点；

(3) 通过 K 值较小的一点（例如 O_1 点），作 N_1N_2 线垂直于 M_1M_2 线，在此线上再任选几个 O_1' 、 O_2' ……为圆心，亦通过 B_1 点作圆弧，求各滑弧的稳定系数，将其值标于

O_1' 、 O_2' 的上方,连成曲线,找出最小的 K 值点(例如 O_1' 点);

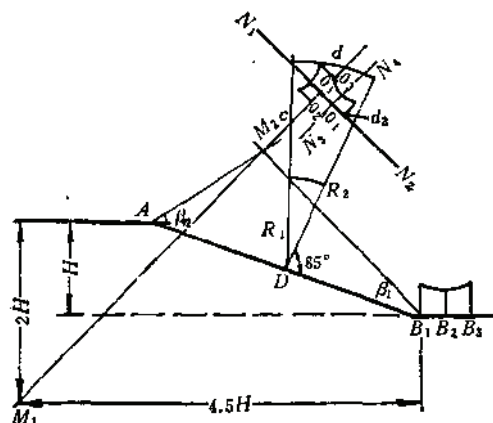


图 3-10-41 最危险滑弧圆心范围示意图

(4)在多数情况下,此 O_1' 点之 K 值即为最小值。如为了更精确起见,还可通过 O_1' 点再作 N_3N_4 线垂直于 N_1N_2 线,在 N_3N_4 线上定几点为圆心,作几个滑弧的 K 值计算,求得最小值即为通过 B_1 点滑弧的最小安全系数;

(5)对 B_2 、 B_3 ……各点作类似的试算,可求得各点的最小 K 值,分别标在 B_1 、 B_2 、 B_3 ……的上方,画 K 值曲线,曲线上的最小值,即为所求坝坡的最小安全系数。

此外,当坝基强度很高(如为基岩)时,最危险滑弧有可能通过坝坡而不通过坝脚,故 B_2 、 B_3 ……等点也可以选在坝坡上。

2. 堆石坝坝坡稳定计算

坝坡稳定计算可按圆弧法(见土坝坝坡稳定计算)或折线滑动法进行。

折线滑动法稳定计算的基本假定:

- (1)滑动面由若干直线连接而成;
- (2)每一滑块都视为一个刚体,相邻滑块之间没有摩擦;
- (3)每一滑块在极限平衡状态时,其力的作用不影响相邻滑块。

设滑动面为折线 ADC (图 3-10-42),每一滑块力的分析见图 3-10-43,其安全系数为:

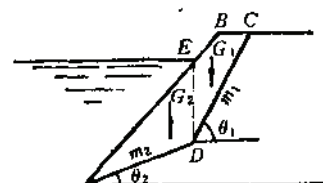


图 3-10-42 滑动面示意图

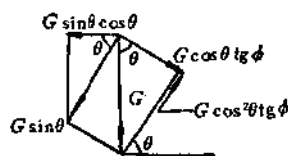


图 3-10-43 每一滑块力的分析

$$K = \frac{E_n}{E_a} = \frac{\sum G_i \tan \phi_i \cos^2 \theta_i}{\sum G_i \sin \theta_i \cos \theta_i} \quad (3-10-76)$$

式中 E_n ——抗滑力在水平方向投影的总和;

E_a ——滑动力在水平方向投影的总和;

ϕ_i ——各滑块的摩擦角;

G_i ——各滑块的质量,水面以下用浮容重计算,水面以上视坝料的不同取干容重或湿容重计算;

θ_i ——各滑块滑动面的倾角。

通过试算,可求得坝坡稳定最小安全系数,其值应大于表 3-10-46 中所列数值。

上游坝坡的稳定,因保护层和反滤层与坝体是两种不同的土体相接触,坝坡往往沿接

触面滑动,故应计算以下两种情况:

- (1)保护层与反滤层共同沿反滤层下游面滑动;
- (2)保护层沿反滤层上游面滑动。

计算不同土层接触面的滑动时,其抗剪强度值最好通过两种土层的剪切试验确定,否则应采用两种中的较小值。地震区坝坡放缓10~20%,重要工程需通过计算确定。

10.7.2.7 坝体工程量估算

先将河谷断面简化为抛物线形或梯形,然后按相应公式计算。

- (1)抛物线形河谷

$$V = LH(b + 0.8mH) \quad (3-10-77)$$

- (2)梯形河谷

$$V = \frac{1}{2}(l + L)H(b + mKH) \quad (3-10-78)$$

式中 V ——坝体体积, m^3 ;

L 、 l ——河谷横断面上、下底宽, m ;

H ——坝高, m ;

b ——坝顶高度, m ;

m ——内外坝坡系数的平均值,用下式计算:

$$m = \frac{m_1 + m_2}{2};$$

K ——系数,见表3-10-49。

系数 K 值表

表3-10-49

l/L	0	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0
K	0.67	0.73	0.78	0.82	0.86	0.89	0.92	0.94	0.96	0.98	1.00

10.8 泄洪隧洞

10.8.1 隧洞选线和工程布置

矿山防水工程中的泄洪隧洞,除个别情况下直接应用于河流改道外(断面按洪峰流量设计),主要用来配合调洪水库泄洪,放空水库,保证矿山不受地表洪水侵害。

泄洪隧洞洞线位置应根据防洪工程要求、地形和地质条件来选定。

进出口应选在地形较陡的部位以便于施工;在上游应当是进水平顺、引渠短或者基本上无引水渠;在下游应与其它建筑物不相干扰,便于布置消能工程,并与下游河道连接顺畅。

洞线岩石坚硬完整,无大断层、大破碎带和避开石灰岩岩溶发育的地段;隧洞轴线与

岩层走向应使其有一较大的夹角,还应使洞线通过岩层倾角较陡的地段;洞顶以上的岩石厚度通常应大于3倍洞径,进口应选在岩体完整稳定、无滑坡危险的位置。

对于傍山隧洞(隧洞的一侧岩体较薄),除洞顶以上有足够厚度的岩石外,还要求山体的较薄一侧也需有足够的岩石厚度,以防止滑动。

洞线最好是直的,这样施工方便,水流条件好。如必须布置成弯道时,其转弯半径应大于5倍洞径;转弯角度应小于 60° ,弯道两端的直线长度应大于5倍洞径。

隧洞底高程要满足放空水库、导流引水高程的要求,对于多泥砂河道还要避免隧洞进口的淤积。一般进口底高程常高于河床 $1.0\sim 2.0\text{m}$ 。出口底高程应接近下游河水的正常水位,以减少消能设施的工程量和便于水流衔接,一般出口底高应高出河水 $0.5\sim 1.5\text{m}$ 。

有压隧洞的纵向坡度常采用 $1:100\sim 1:200$;无压隧洞的纵坡不应大于维持正常水深所需要的坡度,以使洞内为无压均匀流。

隧洞的洞线及工程布置,都不应危及拦河坝的安全,并使交通联连方便,又便于工程管理。

如果根据下游引水的要求或工程总布置的安排,必须使隧洞通过地质条件较差的地段,或者洞线最短的方案必须经过地质条件较差的地段时,只要洞顶以上有足够的岩石厚度,也可开洞,不要轻易的因地质条件差就给予否定,但在隧洞结构上要作适当处理,施工要注意安全。

10.8.2 隧洞的泄流量计算

泄洪隧洞按水流的流态分为有压隧洞(淹没出流)、无压隧洞(非淹没出流)和介于二者之间的半有压隧洞(局部压力流)。

矿山调洪水库中应用的泄洪隧洞的水流流态对一次洪峰来讲为无压——有压——无压的混合过程。

从工程安全角度出发,这种隧洞的泄流量设计可按有压隧洞即淹没流计算。

矿山河流改道工程中,因地形地质条件影响,把泄洪隧洞做为河流的组成部分使用,隧洞断面通过设计洪峰流量时,按无压隧洞(非淹没出流)计算。

10.8.2.1 淹没出流的泄流量计算

对于出口淹没情况下的出流,其泄流量可按下式计算:

$$Q = \mu w \sqrt{2g(H_0 + i l - h_n)} \quad (3-10-79)$$

$$\mu = \frac{1}{\sqrt{\sum \xi + \frac{2gl}{C^2 R}}}$$

式中 Q ——隧洞泄流量, m^3/s ;

μ ——流量系数;

w ——出口断面面积, m^2 ;

g ——重力加速度, m/s^2 ;

H_0 ——包括行近流速的上游水头, m , 一般可认为 $H_0 \approx H$;

i ——隧洞底坡；

l ——隧洞长度，m；

h_m ——水位超过出口洞顶时的下游水深，m；

$\frac{2gl}{c^2 R}$ ——沿程摩阻损失系数；

C ——谢才系数；

R ——水力半径，m；

$\sum \xi$ ——局部水头损失系数之和，用下式确定。

$\sum \xi = \xi_1 + \xi_2 + \xi_3 + \xi_4 + \dots$

其中 $\xi_1 = \beta \left(\frac{\delta}{b}\right)^{4/3} \sin \alpha$ (圆筋棚条 $\beta = 1.8$ ，矩形棚条 $\beta = 2.5$ ， δ 为棚条宽度， b 为棚

条净间距， α 为拦污棚与水平面的倾角)，一般可取 $\xi_1 = 0.1$ ；

$\xi_2 = 0.1 \sim 0.2$ (流线型进口取 0.1，一般平顺进口取 0.2)；

$\xi_3 = 0.2 \sim 0.3$ (转弯半径 $R = 3 \sim 7$ 倍洞径)；

$\xi_4 = 1.0$ (出口水头损失系数)。

10.8.2.2 非淹没出流的泄流量计算

$$Q = \mu w \sqrt{2g(H_0 + il - \eta h_m)} \quad (3-10-80)$$

$$\mu = \frac{1}{\sqrt{1 + \sum \xi + \frac{2gl}{c^2 R}}}$$

式中 η ——系数，出口为非淹没出流时，

$$\eta = 0.85 \sim 1.0;$$

h_m ——洞高，m；

其余符号意义同前。

泄洪隧洞水力特征见表 3-10-50。

10.8.3 隧洞结构

泄洪隧洞水力特征表

表 3-10-50

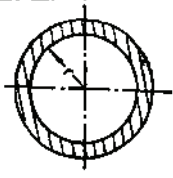
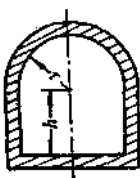
孔 径 $D(m)$	流 量 $Q(m^3/s)$	流水断面 $\omega(m^2)$	临界水深 $h_k(m)$	临界流速 $V_k(m/s)$	临界坡度 $I_k(\%)$	入口水头 $H(m)$
2.0	17	3.85	2.01	4.39	10	3.41
3.0	38	7.55	2.70	5.04	8	4.58
4.0	51	10.08	2.67	5.07	7	4.52
5.0	63	12.62	2.96	5.00	6	4.56

10.8.3.1 隧洞断面形式

泄洪隧洞常用断面形式见表 3-10-51。

隧洞常用断面形式表

表 3-10-51

断面形状	图 形	圆拱直墙式	马蹄形 ($R=2r$)	马蹄形 ($R=3r$)
示意图				
特 点	从水力学和结构力学的观点看最有利, 但施工困难	施工较方便, 水力学条件较圆形差	水力学条件较圆拱直墙好, 施工较复杂	同左, 有利于机械化施工
适用条件	有压隧洞	无侧向山岩压力的坚硬岩层, 无压和低压隧洞	顶部、两侧和底部具有较大山岩压力作用 (即岩石较软弱) 时, 无压和低压隧洞	适用条件同左

10.8.3.2 隧洞进出口

隧洞的进出口洞脸及两侧边坡须保持稳定, 尤其是进口洞脸, 如节理裂隙发育、岩石易于风化时, 除应将松动的岩石清除外, 还需结合实际情况予以加固, 如采用喷浆措施等。

隧洞进口处须设置拦污栅, 其倾斜坡度为 $1:0.3 \sim 1:0.5$ 。拦污栅面积需根据洪峰流量及入栅流速等确定。入栅流速常采用 $1.0 \sim 1.5 \text{ m/s}$, 最大流速亦不宜超过 $3 \sim 4 \text{ m/s}$ 。

隧洞进口前的引渠底高程, 应低于隧洞进口底高程 $1.0 \sim 2.0 \text{ m}$ 。进口两侧的岩体, 按照地质情况, 分水上和下水不同工作条件, 做成永久性边坡, 必要时还应在进口前的两侧或一侧修建翼墙, 以防止岩石坍塌堵塞洞口。

有压隧洞出口水流速很大, 根据需要是否设置消能设施。

10.8.4 隧洞的衬砌

压力隧洞一般都进行衬砌, 其目的是防止由于内水压力、高速水流及地下水压力的作用, 而造成洞体围岩的塌落, 并可减少表面糙率。

对于地质构造简单、洞体岩层坚硬完整、透水性小、抗风化能力强、在内水压力 and 高速水流等外因作用下, 不致冲蚀破坏, 能保持稳定的岩石, 亦可不进行衬砌。

中小型水库的压力隧洞衬砌形式有:

(1) 护面衬砌

这种衬砌仅能降低表面糙率和防止岩石风化, 属于不承受荷载的结构。它适用于岩石

坚硬完整、地压力和透水性很小的隧洞。护面衬砌一般采用喷砂浆或喷射混凝土衬砌。

(2) 加固衬砌

这种衬砌除有护面衬砌作用外，还要承受岩体地压、内外水压力和其荷载，以保证围岩稳定。对于围岩比较稳定完整、岩石亦较坚硬、隧洞埋藏较深、而且洞内水流流速较小时，一般采用浇灌素混凝土衬砌形式；对于不稳定岩层和高速水流的压力隧洞应采用钢筋混凝土衬砌。

第十一章 矿坑水的利用与排放

编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院
鞍山黑色冶金矿山设计研究院
秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院
编写人 王安则 杨海学 孙武仪

近年来,随着采矿业的发展,矿坑水的利用已经有了一定进展。目前我国已经有愈来愈多的矿山企业都在不同程度地利用矿坑水作为矿山各种供水的水源,给矿山企业带来了一定的经济效益,同时也获得了一定的社会效益。这些矿山根据矿坑水的水质和水量,本着优质优用的原则,已经逐步解决了矿区及附近村镇的生活用水、工业用水和农业灌溉用水问题,参见表 3-11-1。

矿坑污水的排放关系到矿山环境保护问题。从国内外矿床开发实践来看,伴随着某些矿床开采所产生的酸性水、高悬浮物水、高矿化水以及含超量放射性元素的矿坑水,不仅给采矿作业带来严重危害,同时,矿坑污水的排放又污染了周围环境和水源,给矿山附近的工农业生产带来严重影响,并造成一定的经济损失。受矿坑污水危害严重的矿山,由于逐年的经济赔偿损失,已经影响到矿山企业的经济效益。

矿坑污水的形成是受多种因素制约的,如矿床类型、矿体和围岩的化学成分、矿床地下水的化学成分、水文地球化学分带以及采矿方法和开采工艺等。因此,在矿山设计和矿床开发过程中,根据矿坑污水形成的主导因素,采取积极的预防性措施,可以消除或减轻矿坑水的危害程度。必要时应建立矿坑污水的净化设施,变害为利。经处理后的矿坑水,可以作为矿山的供水水源而加以利用,或者在达到国家规定的排放标准后再予排放。

11.1 矿坑水的利用

11.1.1 矿坑水利用的特点

11.1.1.1 缺水地区矿坑水利用的特点

干旱少雨和高山等缺水地区的矿床开采,由于水源贫乏,矿区及其附近村镇的生活用水及工农业用水困难,因此矿坑水的利用就显得更为重要,这类矿山企业矿坑水利用的特点是:

- (1) 由于水资源贫乏,首先是解决有无的问题,因此利用矿坑水势在必行;
- (2) 矿坑水一般需经水质处理后才能加以利用,特别是作为生活饮用供水时;
- (3) 由于矿坑涌水量一般都不大,故可供利用的量亦不大,不能作为大宗水源。

我国部分矿山矿坑水利用情况一览表

表 3-11-1

[illegible]

11.1.1.2 大水矿床矿坑水利用的特点

采用疏干方法开采的大水矿床,由于开采过程中地下水的深降强排,引起矿区和区域大范围内的地下水位下降,使矿区及矿区附近村镇井泉干涸,对此必须考虑排供兼顾和排供结合的问题。这类矿山企业的矿坑水利用特点是:

(1)应妥善解决矿山开采后如何保持矿区附近各用水部门原有的供水量与水质问题;

(2)由于可供利用的水量大,一旦利用矿坑水,往往就可以获取明显的企业经济效益和社会效益;

(3)选择合适的疏干方法和合理的工程布置,往往即可获得很少受采矿作业污染的优质地下水作为生活饮用水的供水水源。

11.1.1.3 矿山生产时期矿坑水利用的特点

从国内矿山利用矿坑水的实践来看,绝大部分矿山是在矿山生产时期开展矿坑水利用工作的,这个时期矿坑水利用的特点是:

(1)多数矿山把矿坑水作为辅助水源和调节水量而加以利用;

(2)对矿坑水可供利用的水量及水质容易作出可靠的评价和预测,能够保证矿山持续均衡的供水;

(3)利用矿坑水均可收到一定的经济效益。

矿坑水的利用就其研究和利用领域来说,把矿坑水作为矿山企业的各种供水水源,解决供水问题是主要的,此外,对某些热水矿床热能的利用、与矿泉水成分相似的矿坑水的利用,以及矿坑水中有益组分的回收和利用等,也都是矿坑水综合利用的组成部分,具备条件时,应予以充分考虑。

11.1.2 矿坑水利用的一般原则

在矿山设计或矿山生产过程中,开展矿坑水利用的一般原则如下。

(1)对开展矿坑水利用的矿山,必须按照国家颁发的各种用水的水质标准,详细研究矿坑水的水质和水量是否具备可供利用的条件,并确定可供利用的程度。

(2)在保证可供利用质和量的条件下,本着优质优用的原则,首先满足生活饮用水的供水要求,水质不宜饮用者,应最大限度地满足采、选等工业用水要求。

(3)大水矿床的排供结合,必须从矿山安全生产和企业经济效益、社会效益等方面进行全面评价和论证,以做出合理决策;大水矿床除本矿区利用地下水外,还必须对矿山附近地区各用水部门进行调查,协调供排关系,必要时开展排供结合的可行性研究,以期最大限度地利用矿床地下水;大水矿床疏干方法的选择应尽可能的和供水方案相结合,把获取优质地下水作为疏干方法选择的因素之一加以考虑。

(4)利用矿坑水作为各种供水水源时,必须从供水角度预测矿坑长期排水过程中,矿坑水水质及水量的变化,以保证满足供水的要求。

(5)当矿区有几个可供利用的供水水源时,如何合理利用,应通过详细的技术经济比较确定。

(6)对可供利用的矿坑水,必须采取保护性措施,防止水源的进一步污染。

11.1.3 矿山各种用水对水质的要求

矿山用水主要包括生活用水、工业用水,此外,还有矿山附近农业灌溉用水及渔业用水等。目前,国家已颁发了各种用水的水质标准,这是评价各种用水水质的基本依据。

11.1.3.1 矿山生活饮用水

矿山生活饮用水水质标准见表 3-11-2。

生活饮用水水质标准 (TJ20-76)

表 3-11-2

编 号	项 目	标 准
	感官性指标:	
1	色	色度不超过15度,并不得呈其它异色
2	浑浊度	不超过5度
3	臭和味	不得有异臭、异味
4	肉眼可见物	不得含有
	化学指标:	
5	pH值	6.5~8.5
6	总硬度(以CaO计)	不超过250mg/l
7	铁	不超过0.3mg/l
8	锰	不超过0.1mg/l
9	铜	不超过1.0mg/l
10	锌	不超过1.0mg/l
11	挥发酚类	不超过0.002mg/l
12	阴离子合成洗涤剂	不超过0.3mg/l
	毒理学指标:	
13	氟化物	不超过1.0mg/l,适用浓度0.5~1.0mg/l
14	氰化物	不超过0.05mg/l
15	砷	不超过0.04mg/l
16	硒	不超过0.01mg/l
17	汞	不超过0.001mg/l
18	镉	不超过0.01mg/l
19	铬(六价)	不超过0.05mg/l
20	铅	不超过0.1mg/l
	细菌学指标:	
21	细菌总数	1ml水中不超过100个
22	大肠菌群	1l水中不超过3个
23	游离性余氯	在接触30min后应不低于0.3mg/l。集中式给水出厂水应符合上述要求外,管网末端不低于0.05mg/l

注:分散式给水的水质,其毒理学指标应符合本条规定,其它指标如暂时达不到水质标准时,有关部门应发动群众,积极开展爱国卫生运动,改善环境卫生,采取行之有效的饮水净化措施,不断提高给水水质。

目前在国内除国家制定的生活饮用水水质标准外,还有某些省、市或单位制定的生活饮用水水质参考标准。由于矿山多采用分散式给水,故除毒理性指标应严格符合水质标准外,其它指标如暂时达不到水质标准时,应采取一定的技术措施进行处理。

11.1.3.2 矿山工业用水

1. 采矿用水

对井下采矿作业用水的水质一般要求见表 3-11-3。

井下采矿用水水质一般要求

表 3-11-3

编 号	项 目	指 标
1	大肠杆菌	1l水中不超过 3 个
2	pH值	6.5~9.5
3	固体悬浮物	不超过50mg/l
4	总硬度	不超过20德国度

2. 选矿用水

选矿用水的水质要求，随采用不同选矿方法而异，浮选用水的一般要求见表 3-11-4，洗煤用水的一般要求见表 3-11-5。

浮选用水水质一般要求

表 3-11-4

编 号	项 目	指 标
1	可溶性盐类（碳酸盐、硫酸盐、硝酸盐，钙、镁、钠的氯化物及硅的化合物）、铁、铜、锌离子	越少越好
2	硬 度	不大于17德国度
3	溶 解 氧	越多越好

洗煤用水水质一般要求

表 3-11-5

编 号	项 目	限 值
1	悬浮物 清水（无浮选时） 清水（有浮选时） 循环水	1500mg/l 1000mg/l 80mg/l
2	pH值	6~8
3	硫化氢	0.5mg/l
4	氨	无 迹
5	游离二氧化碳	20mg/l
6	游离氧	5~20mg/l
7	气味	无

3. 冷却用水

矿山压缩空气站冷却用水要求见表 3-11-6，一般冷却水允许的硬度见表 3-11-7，允许的悬浮物含量见表 3-11-8。

4. 锅炉用水

压缩空气站冷却用水要求

表 3-11-6

项 目	指 标
pH值	不少于6.5, 呈中性
浑浊度(mg/l)	100~150
暂时硬度(德国度)	一般不大于12度, 当进水温度较低时, 硬度允许适当增高, 详见表3-11-7
含油量(mg/l)	5
有机物含量(mg/l)	25
进出水温差(℃)	不超过10~25
排出水温(℃)	不超过40
水 压(MPa)	0.147~0.294

冷却水中CO₂含量不同时所允许的硬度

表 3-11-7

游离碳酸的含量CO ₂ (mg/l)	不同温度时, 冷却水中所允许的碳酸盐硬度					
	20°	30°	40°	50°	60°	70°
10	9.1	8.3	7.6	6.9	6.4	5.8
20	11.5	10.4	9.5	8.7	8.0	7.3
30	13.2	12.0	10.9	10.0	9.2	8.3
40	14.5	13.2	12.0	11.0	10.1	9.1
50	15.6	14.2	12.9	11.8	10.9	9.8
60	16.6	15.1	13.7	12.6	11.6	10.5
80	18.3	16.6	15.1	13.8	12.8	11.5
100	19.7	17.9	16.3	14.9	13.8	12.4

冷却水中允许的悬浮物含量

表 3-11-8

冷 凝 管 形 式	冷却水中悬浮物最大允许含量(mg/l)	
	全 年 平 均	洪 水 期
箱式: (一) 风口	15	30
(二) 其它冷凝器	30	60
管式: (一) 风口、出渣、出铁口	50	100
(二) 其它冷凝器	100	200

锅炉用水的水质标准见表 3-11-9。

5. 蒸汽机车锅炉用水

蒸汽机车锅炉用水的水质要求见表 3-11-10。

11.1.3.3 农田灌溉用水

我国农田灌溉用水水质标准见表 3-11-11。

11.1.3.4 渔业用水

我国渔业水域水质标准见表 3-11-12。

锅炉用水水质标准

表 3-11-9

项 目	锅 炉			
	火管锅炉 0.45~1.47MPa	水管锅炉 1.47~2.45MPa	大容量锅炉 2.45~4.90MPa	高压锅炉 4.90~12.25MPa
总硬度(mg/l)	400~1000	200~600	100~300	20~50
SiO ₂ (mg/l)	不作规定①	不作规定①	不作规定①	5
P ₂ O ₅ (mg/l)	—	—	10~50	10~50
消耗氧KMnO ₄ (mg/l)	—	200	100	50
总硬度	每升毫克当量	0.713	0.0178	0.0534
	德 国 度	2②	0.6	0.15
溶解氧(mg/l)	1	0.5	0	0
游离CO ₂ (mg/l)	0	0	0	0
石油(煤油、汽油)(mg/l)	10	5	2	1
pH值	—	—	不低于7	不低于7

①如果碱度不小于上述数值时，则在低于4.90MPa气压的锅炉中，SiO₂不作规定；

②最好不大于1德国度；

③当压力大于7.84MPa时，总硬度应降低到0.05德国度，在短时间内不超过0.1德国度。

蒸汽机车锅炉用水的水质要求

表 3-11-10

项 目	限 度
非碳酸盐硬度	每升0.9毫克当量
总 硬 度	每升4.5毫克当量或12.62德国度
蒸发残渣	500mg/l
悬 浮 物	600mg/l
含 氧 量	100mg/l

11.1.4 可供利用矿坑水量的预测和评价

11.1.4.1 设计阶段对可供利用矿坑水量的预测和评价

1. 可供利用矿坑水量预测中应注意的几个主要问题

(1) 可供利用矿坑水量预测基础资料是矿床地质或水文地质勘探报告，而勘探报告是专门为了研究矿床开采的水文地质条件、预测矿坑涌水量以及为给矿山防排水设计提供依据，因此基础资料不一定能完全满足供水评价要求。

(2) 在一般矿山排水及矿床疏干设计中确定的矿坑涌水量，在计算参数选择上，都是从偏安全角度出发，而计算出的水量是在矿山开采期间内可能出现的最大水量。在供水水文地质计算中，则要求确定地下水可开采量要有较高的保证率，即在矿山开采期间内可能出现的最小水量，因此要以多年一遇的枯水年补给量作为评价的依据。

农田灌溉用水水质标准 (TJ24-79)

表 3-11-11

编 号	项 目	标 准
1	水 温	不超过35℃
2	pH值	5.5~8.5
3	含盐量	非盐碱土农田不超过1500mg/l
4	氯化物 (按Cl计)	非盐碱土农田不超过300mg/l
5	硫化物 (按S计)	不超过1mg/l
6	汞及其化合物 (按Hg计)	不超过0.001mg/l
7	镉及其化合物 (按Cd计)	不超过0.005mg/l
8	砷及其化合物 (按As计)	不超过0.05mg/l
9	六价铬化物 (按Cr ⁶⁺ 计)	不超过0.1mg/l
10	铅及其化合物 (按Pb计)	不超过0.1mg/l
11	铜及其化合物 (按Cu计)	不超过1.0mg/l
12	锌及其化合物 (按Zn计)	不超过3mg/l
13	硒及其化合物 (按Se计)	不超过0.01mg/l
14	氟化物 (按F计)	不超过3mg/l
15	氰化物 (按游离氰根计)	不超过0.5mg/l
16	石油类	不超过10mg/l
17	挥发性酚	不超过1mg/l
18	苯	不超过2.5mg/l
19	三氯乙烯	不超过0.5mg/l
20	丙烯腈	不超过0.5mg/l

注：放射性物质的标准，应按现行的《放射性防护规定》(GB 8—74)中关于露天水源中放射性物质限制浓度的规定执行。

(3) 矿床疏干排水是保证矿山安全和正常生产一种防治地下水的技术措施，其目的是要在长时期深降强排地下水的条件下，保证矿床开采工作安全、顺利地进行。这从供水角度来看，是破坏性的开采地下水资源，是供与排本身固有的难于统一的一个矛盾，在评价矿坑水可利用量时，必须考虑这个问题。

(4) 设计中一般只考虑矿坑水中多年最小稳定流量的利用，对于降雨或通过采矿崩落区渗入矿坑的雨水以及疏干排水降落漏斗范围内的静储量设计不考虑综合利用问题。对于矿坑边界条件已查明、矿坑水补给来源清楚、以静储量为主的矿山，是否考虑矿坑水的利用，应慎重研究。

鉴于以上复杂情况，为了在矿山设计阶段能对矿坑水的利用作出比较可靠的预测和评价，要求在矿区水文地质勘探过程中，不仅要研究和评价矿床开采的水文地质条件，而且也把地下水视为一种资源，对其作出初步评价。

2. 可供利用的矿坑水量预测方法

在矿床疏干排水设计中，一般只计算矿坑的正常涌水量和最大涌水量，不计算矿坑最小涌水量。而考虑把矿坑水作为供水水源加以利用时，为了保证矿山持续均衡的供水，则必须计算出矿坑最小涌水量。矿坑最小涌水量一般出现在旱季，是矿床开采时的矿坑地下水最小稳定动流量。

当进行可供利用矿坑水量预测时，一般要求选用两种以上计算方法或计算公式同时计算，以便相互比较，相互补充。最小稳定动流量的计算方法和原则如下。

渔业水域水质标准 (TJ35—79)

表 3-11-12

编 号	项 目	标 准
1	2	3
1	色、臭、味	不得使鱼虾贝藻类带有异色、异臭、异味
2	漂浮物质	水面不得出现明显油膜或浮沫
3	悬浮物质	人为增加的量不得超过10mg/l, 而且悬浮物质沉积于底部后, 不得对鱼虾贝藻类产生有害的影响
4	pH值	淡水6.5~8.5, 海水7.5~8.5
5	生化需氧量 (五天20℃)	不超过5mg/l, 冰封期不超过3mg/l
6	溶解氧	24h中, 16h以上必须大于5mg/l, 其余任何时候不得低于3mg/l, 对于鲢科鱼类栖息水域冰封期, 其余任何时候不得低于4mg/l
7	汞	不超过0.0005mg/l
8	镉	不超过0.005mg/l
9	铅	不超过0.1mg/l
10	铬	不超过1.0mg/l
11	铜	不超过0.01mg/l
12	锌	不超过0.1mg/l
13	镍	不超过0.1mg/l
14	砷	不超过0.1mg/l
15	氰化物	不超过0.02mg/l
16	硫化物	不超过0.2mg/l
17	氟化物	不超过1.0mg/l
18	挥发性酚	不超过0.005mg/l
19	黄 磷	不超过0.002mg/l
20	石油类	不超过0.05mg/l
21	丙烯腈	不超过0.7mg/l
22	丙烯腈	不超过0.02mg/l
23	六六六	不超过0.02mg/l
24	滴滴涕	不超过0.001mg/l
25	马拉硫磷	不超过0.005mg/l
26	五氯酚钠	不超过0.01mg/l
27	苯 胺	不超过0.4mg/l
28	对硝基氯苯	不超过0.1mg/l
29	对氨基苯酚	不超过0.1mg/l
30	水合肼	不超过0.01mg/l
31	邻苯二甲酸二丁酯	不超过0.06mg/l
32	松节油	不超过0.3mg/l
33	1,2,3-三氯苯	不超过0.06mg/l
34	1,2,4,5-四氯苯	不超过0.02mg/l

1) 地下水动力学法

(1) 计算方法及计算公式的选择与计算矿坑涌水量类同 (参见第三章 稳定流解析法)。

(2) 计算矿坑最小涌水量, 应选择旱季枯水期有代表性的水文地质参数。

(3) 采取疏干措施的矿床, 除进行矿床疏干的一般水文地质计算外, 考虑矿床地下水的利用, 必要时应计算疏干系统的最小出水量。

2) 比拟法

(1) 计算方法参考第三章矿坑涌水量计算中的水文地质比拟法。

(2) 计算参数应选用矿区历年最小实测矿坑涌水量资料进行类比计算。

3) 折减系数法

折减系数法是根据我国部分矿山预测涌水量和实际涌水量统计的误差, 确定折减系数, 对计算的矿坑正常涌水量进行折减, 即为可供利用的水量。

我国冶金、有色、煤炭、化工、建材和核工业等部门36例矿山62个阶段涌水量的统计对比资料(见表3-11-13), 可供计算时参考。

从表3-11-13统计对比资料可以看出: 在36例矿山中, 预测涌水量大于实际涌水量的矿山有26例, 占矿山总数的72%, 表明大部分矿山的矿坑涌水量预测成果是偏大的, 为了利用矿坑水, 必须把预测的矿坑涌水量值进行折减, 方可作为可供利用的水量。

在36例矿山62个阶段涌水量统计资料中, 相对误差小于50%的有45例, 占矿山总数的72.6%; 相对误差小于60%的有51例, 占算例的82.2%; 相对误差小于70%的有55例, 占算例的88.7% (其中也包括了实际涌水量大于预测涌水量的矿山, 因为从供水的角度来看, 它们更为可靠)。这表明大部分矿山可供利用的矿坑水量可以按预计水量30~50%的区间值考虑。

采用折减系数法确定可供利用的矿坑水量取决于矿区水文地质条件和矿坑涌水量计算的可靠程度, 因此, 在确定折减系数值时, 必须充分考虑以下因素:

(1) 矿区水文地质条件查明程度

矿区水文地质条件查明程度是预测矿坑涌水量的基础, 直接影响预测矿坑涌水量的可靠性, 因此, 也直接影响可供水量预测的可靠性。

(2) 矿区主要含水层性质和分布

矿坑充水主要岩层的岩性、透水性以及含水层的厚度和分布范围, 是矿坑涌水量大小和变化的决定性因素, 对于厚度大、分布广的砂砾石层和岩溶发育的石灰岩层, 一般来说, 矿坑涌水量可能比较大而稳定。

(3) 矿区的补给条件

矿区边界条件和矿坑水补给来源, 是进行涌水量预测的主要条件。必须注意识别以静储量为主或动流量充足的矿床, 因为静储量为主的矿床, 矿坑涌水量在开采过程中将逐渐减少而难于保证稳定的供水量。

在充分考虑上述因素后, 对矿坑涌水量预测可靠程度高、矿区分布有良好含水层且具有充沛补给来源的矿山, 确定可供利用矿坑水量的折减系数可取得大些, 如50%, 否则可根据矿山具体条件, 适当降低折减系数。

11.1.4.2 矿山生产时期可供利用水量评价

在矿山生产时期进行可供利用矿坑水量的评价时, 应进行以下工作:

(1) 建立矿坑涌水量观测系统;

(2) 分析研究矿坑涌水量与降雨、开采面积和开采深度变化的关系, 为确定可供利用的矿坑水量提供依据。

在矿山生产期间利用矿坑水作为各种供水水源时, 其可供利用量, 主要依据矿山历年的动态观测资料确定, 特别要分析涌水量在雨季和旱季的变化幅度, 必要时可以确定不同

我国部分矿山预计矿坑涌水量和实际涌水量对比表

表 3-11-13

编号	矿山名称	矿床充水类型	矿床水文地质复杂类型	开采阶段标高(m)	矿坑涌水量(m ³ /d)			相对误差(%)	备注
					预计	实际	误差值		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	凡口铅锌矿	岩溶溶洞	复杂	+50 ±0 -40	11413 16516 22042	9770 15711 37303	1643 805 -15261	14.40 4.87 -69.24	1985年7月总结资料
2	石炭铜矿	岩溶溶洞	复杂	+4	18241	50931	-32690	-179.21	
3	马庄铁矿	岩溶裂隙	复杂	+100 +50	37771 45528	22000 37000	15771 8526	41.75 18.73	
4	福山铜矿	岩溶裂隙	复杂	-400	21900	25200	-3300	-15.07	
5	玉石洼铁矿	岩溶裂隙	复杂	+170	25886 15067	10000 7000	15886 8067	61.37 53.54	正常涌水量 枯水期资料
6	玉泉岭铁矿	岩溶裂隙	中等~复杂	+100	7000	4000	3000	42.86	最小涌水量
7	全岭山口矿区	岩溶裂隙	复杂		42694	25875	16819	39.39	
8	金岭铁山矿区	岩溶裂隙	复杂		56835	31251.12	25883.88	45.01	
9	金州石棉矿	岩溶裂隙	复杂	-100 -200	12599 17367	5874 17000	6725 367	53.37 2.11	
10	刘冲铁矿(北段)	岩溶裂隙	中等	-90 -140 -190	5304 6110 8890	6000 4080 8400	-696 2030 -1510	-13.12 33.22 -21.92	正常涌水量 正常涌水量 正常涌水量
11	水口山铅锌矿	岩溶溶洞	复杂	三中段 五中段 九中段 十一中段	20376 28488 41376 51096	18384 24096 34416 39912	1992 4392 6760 11184	9.78 15.42 16.82 21.89	
12	阳春铁矿	岩溶	中等	-20	16646	8200	8446	50.74	
13	程湖铁矿	岩溶	简单~中等	-220	12000	2000	10000	83.33	
14	利国铁矿	岩溶裂隙	复杂	-90 -165	30816 55296	27096 52800	3720 2496	12.07 4.51	
15	朱堡坞矿区5号矿体	岩溶裂隙	中等	+25 -20 -65	6660 13500 15000	3600 8000 14400	3060 5500 600	45.94 40.74 4.00	
16	西林铅锌矿	岩溶裂隙	中等	+120	17681	7500	10181	57.58	
17	韦岗铁矿	岩溶裂隙	中等		11600	3000	8000	72.72	
18	斗笠山煤矿香花台井	岩溶溶洞	复杂	-22	16719.04 28294.08	33230.64 66037.92	-17511.60 -37743.84	-111.40 -133.40	旱季涌水量 雨季涌水量
19	斗笠山煤矿湖坪井	岩溶溶洞	复杂	-100	11592	21568.8	-9976.8	-86.07	旱季涌水量
20	煤炭坝煤矿西峰仑段	岩溶溶洞	复杂		21855.6	26331.62	-4476.02	-20.48	
21	煤炭坝煤矿龙窝山段	岩溶溶洞	复杂		11916.34	12800.62	-884.28	-7.42	

续表

编号	矿山名称	矿床充水类型	矿床水文地质复杂类型	开采阶段标高(m)	矿坑涌水量(m ³ /d)			相对误差(%)	备注
					预计	实际	误差值		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
22	恩口煤矿Ⅰ号井	岩溶溶洞	复杂	-150	35856 26952	98664 63400	-62808 -56448	-175.17 -209.44	
23	恩口煤矿Ⅱ号井	岩溶溶洞	复杂	-67	43512 31752	47832 19104	-4320 -12684	-9.93 -39.95	
24	恩口煤矿壶天井	岩溶溶洞	复杂	-150	32520 24456	19200 8352	-13320 16104	-40.96 +65.35	
25	新河煤矿	岩溶	复杂	-110	33840	31305.6	2534.4	7.49	
26	南岭煤矿关溪井田	岩溶	中等~复杂	+200 +100	1993.66 3949.39	9600 10800	-7606.34 -6850.61	-381.53 -173.45	
27	韩桥煤矿夏桥井	岩溶	复杂	-180 -330 -330	41616 57600 43761	25200 21500 7488	16416 36000 36273	39.45 62.5 82.89	西部 东部
28	韩桥煤矿韩桥井	岩溶	复杂	-40 -110 -200	69984 34560 17467.2	52891.2 10224 15940.8	17092.8 24336 1526.4	24.42 70.42 8.47	
29	湘潭锰矿红旗井	裂隙	中等	-70 -150	16700 24108	2194 2669	14506 21434	86.86 88.93	
30	七一六矿莲花矿段	裂隙	简单	+47	2016	1944	72	3.57	
31	七一六矿菩萨岩矿段	裂隙	简单	+92 +72	1152 1776	960 1872	192 -96	16.67 -5.41	
32	七一五矿	裂隙	中等	+170 +145 +95	2400 8400 14400	816 1865 6240	1584 6735 8160	66 80.18 56.67	
33	青城县铅锌矿喜鹊沟段	裂隙	简单	-180	2061	1062	999	48.47	
34	茂名油页岩矿	裂隙	中等~复杂	-20	16645	15000	1645	9.88	
35	新浦磷矿	孔隙为主	复杂	-50	3803	3500	303	7.97	疏干流砂层
36	平庄煤矿西露天矿	裂隙为主	中等	+464	2847.1	1140	1707.1	59.96	

时期的可供利用量。随着开采深度的增加,根据矿山取得的实际资料确定深部矿坑水的可供利用量,但要注意深部水质可能发生变化的情况。

11.1.5 可供利用的矿坑水的水质预测和评价

11.1.5.1 预测和评价要求

从矿业的开发实践来看,大部分矿床在开采后,矿坑水的水质和开采前的地下水水质没有明显改变,矿坑水可以直接被利用或者稍加处理后即可利用。但是也有一部分矿床,

在开采后水质明显恶化, 不经处理是不能作为各种供水水源而加以利用的, 甚至排放后对周围环境造成严重污染。水质明显恶化与天然地下水的化学成分、水化学分带、矿床类型、矿体和围岩化学成分以及矿体和围岩的硬度等因素有关。因此, 在进行水质变化趋势预测和评价时, 应注意研究这些因素的共同作用。

为利用矿坑水而进行的矿坑水预测和评价要求如下:

- (1) 在矿区水文地质勘探阶段, 研究矿区地下水的水化学成分, 确定水化学类型;
- (2) 研究矿区水化学分带的特点;
- (3) 详细调查和掌握区内地表水和地下水化学成分的背景值;
- (4) 研究矿体和围岩的矿物和化学成分及其可溶性等, 为矿床开采后水质的变化趋势作出可靠的预测;
- (5) 在矿体埋藏深度大的情况下, 特别注意研究地下水化学成分随深度变化的规律, 为深部开采时水质的变化趋势, 提供预测的依据;
- (6) 研究炸药、机械设备油污等人工污染的程度;
- (7) 在矿床开采时期利用矿坑水, 应建立水质监测站, 对矿坑水水质不断进行监测, 一旦发现水质有恶化趋势, 可采取相应技术措施, 以改善供水的水质。

11.1.5.2 水质变化趋势的预测和评价

按照矿坑污水形成的规律, 矿坑水质变化趋势预测和评价的主要内容如下。

- (1) 在研究矿体或围岩含硫较高的铁矿床、硫铁矿床、多金属硫化矿床、煤矿床、浅海沉积锰矿床以及某些铀矿床的开采时, 必须注意预测产生酸性矿坑水的可能性;
- (2) 对于矿层顶、底板属软质岩石的矿床以及采用水砂充填法开采的矿床, 应注意预测产生高悬浮物矿坑水的可能性;
- (3) 开采干旱地区矿床和开采埋藏很深的处于封闭水文地质循环区的矿床时, 应注意产生高矿化矿坑水的情况;
- (4) 在开采铀矿床时, 应注意研究矿床开采后, 产生含超量放射性元素矿坑水的可能性;
- (5) 研究地表水渗入的影响, 研究地表水体的水化学成分, 并预测其水化学成分对矿坑水质的影响;
- (6) 开采滨海地区的矿床, 应特别注意研究开采过程中, 随着开采深度的增加, 海水混入的可能性。海水混入, 往往使矿坑水质变坏;
- (7) 开采以充填溶洞为主的岩溶充水矿床时, 通过对岩溶含水层充填溶洞的分布规律、充填率的研究, 预测矿坑水中的泥砂含量。

11.1.5.3 矿坑水质预测方法

矿坑水质的预测, 一般采用类比法、统计法和模拟法。

1. 类比法

当设计矿山与已开采矿山的矿床类型、埋藏条件、矿体和围岩的化学成分、矿床水文地质条件和水化学成分以及采矿方法相似时, 可以进行类比, 以确定设计矿山矿坑水的水质类型和水质变化趋势。特别是当设计矿山附近有相似开采技术条件的生产矿山时, 就更

有利于类比。

2. 统计法

统计法主要是通过研究矿区或区域地下水化学成分和上部开采阶段的矿坑水水化学成分,用统计的方法,将这些资料进行分析对比,以确定矿坑水水质随着开采深度加大的变化规律。应用统计法不仅能够确定矿坑水中各组分和开采深度之间的关系,同时也能查明同一深度的地下水和矿坑水中主要成分含量之间的规律性和相互关系,并以这一相关关系来预测矿坑水的水质。

3. 模拟法

模拟法是在采区的物理模型上,通过实验来研究矿体和围岩与地下水的相互作用,并确定岩石成分对矿坑水水质形成的影响,以便使用物理-化学模拟的方法获得矿坑水主要成分含量的预测值。

在实际工作中,主要是采用类比法进行矿坑水质的预测,因此,必须不断总结生产矿山矿坑水的水质形成规律,为矿坑水水质预测提供类比资料。

11.1.5.4 矿坑水的水质保护措施

利用矿床地下水作为矿山的各种供水水源,特别是作为生活饮用水源时,必须注意水源的卫生防护要求。这些要求应在矿山设计中提出并在矿山基建时,就应采取如下的保护措施。

1. 防止井下采矿作业污染

矿坑水作为矿山各种供水水源,特别是用于矿山生活饮用水时,应尽量避免或减少井下采矿作业的污染。实施这一要求的主要技术措施是:

- (1) 矿区采用降水孔疏干时,应尽量采用在矿带外围布置降水孔的方案;
- (2) 采用巷道疏干时,应尽量采用在矿带外围布置专用截水巷道;
- (3) 疏、供结合的疏干井及降压孔,应布置在专用的疏干巷道里;
- (4) 为疏干露天矿边坡使用降水孔排、水平孔或疏干巷道;
- (5) 在具备条件时,采用带压开采,保护上部供水水源并使原有供水系统正常工作。

2. 清污分流、分贮、分排

为了防止井下清水的污染,必须在井下采用清水和污水的分流、分贮和分排措施。实施该措施,不仅可以提供直接被利用的清水,同时也可以减少污水的处理量,以节省处理费用。

在开采滨海型矿床时,海水常常是从靠近海岸一侧沿岩溶、裂隙或构造断裂带侵入开采区,使矿坑水受污染,而且随着开采深度的增加,海水侵入量逐渐增加。在这种条件下,为了利用淡水,在井下应设置两套排水系统,使咸、淡水分流、分贮和分排。

当存在不受污染的地下水和在开采过程中形成的酸性水时,也应采取酸、淡水分流、分贮和分排措施,以求最大限度地利用净水或减少处理酸性矿坑水的水量。

3. 建立卫生防护带

当矿床地下水被利用作为生活饮用水的供水水源时,应在含水层补给区建立卫生防护带,避免将尾矿、废渣、污物排放至含水层的补给区,注意防止工业场地各种污水管路、矿浆输送管路和贮水设施的漏失,以保护水源不受污染。

11.1.6 矿坑水利用的经济评价

矿坑水利用的经济评价,应从两个方面进行。

(1)矿坑水达到工业或生活用水水质要求,可以直接予以利用的矿山,根据其可供利用的矿坑水量,计算年经济效益。采取疏干措施开采的大水矿床,由于可供利用的水量大,每年可以节省大量的供水费用,经济效益显著。

(2)经过净化处理后才可供利用的矿坑水,一般也可以取得一定的经济效益,因为矿坑污水不经净化处理,达不到排放标准不能排放,而净化处理后,却提供了可供利用的水资源。对于需要净化处理后才能利用的矿坑水,应通过经济论证予以评价。

国外一些矿山,如苏联卡拉干达煤矿,由于实现了矿坑水的净化和利用,节约大量供水费用,从而降低了采矿成本。矿区每利用 1 m^3 矿坑水,平均成本为4.5戈比,而使用地面供水管网的水费每 m^3 为9.5~13戈比,其水费降低了52.7~75.4%,按日净化和利用 45000 m^3 矿井水计算,矿区每年节约供水费用45万卢布。苏联埃基巴斯都兹煤炭联合公司露天矿,利用净化的矿坑水,每年节约供水费用43.7万卢布。苏联伯朝拉矿区利用净化水,节省供水费用20%,每年可节省10~20万卢布。

我国矿坑水的综合利用工作,已经取得了一定的进展,从表3-11-1所列的国内31例矿山利用矿坑水的情况可以大致看出。

在进行矿坑水利用的经济评价时,应注意研究以下几个问题。

(1)利用矿坑水的矿山企业的经济效益与社会效益;

(2)当矿山存在几个可供利用的水源时,利用矿坑水,特别是矿坑水需经净化处理后才能利用时,应对不同的供水方案,作出技术经济比较和论证;

(3)大水矿床的排供结合,必须详细论证排供结合的经济合理性。

11.1.7 利用矿坑水的矿山实例

11.1.7.1 石炭钢矿

石炭钢矿采用地表降水孔疏干露天矿富水的大理岩含水层。疏干系统在保证采掘作业安全的情况下,提供了质优量大的矿床地下水,供矿山三个生活区和职工医院生活用水以及采场、选厂、冶炼厂及修配厂的工业用水。在正常疏干排水的情况下,每日供水量为 4.5 万 m^3 ,占总排水量的50%,多余的水则排灌农田,因而取得了显著的效果。该矿1985年排水技术经济指标分析见表3-11-14。

石炭钢矿排供结合经济效益分析表

表3-11-14

排 水			供 水		经 济 效 益	
年总排水量 (万 m^3)	年总排水电费 (万元)	每 m^3 排水电费 (元)	年供水利用总量 (万 m^3)	年总供水电费 (万元)	按水厂供水年供水费用(万元)	扣除电费纯收入 (万元)
3286	58.45	0.018	1642.5	29.57	98.55	68.98

按上表分析,当每日持续均衡供水为 4.5 万 m^3 时,如水厂供水每 m^3 为0.06元,则年节省供水费98.55万元,扣除这部分水的排水电费,纯收入仍可达68.98万元。此外,不仅节约了另辟水源的用电,不与农业

争水,还用矿坑水支援农业灌溉等,也收到了显著的社会效益。

11.1.7.2 平庄西露天煤矿

矿区疏干巷道位于露天矿北端帮和哈尔脑干河之间,见图3-11-1。

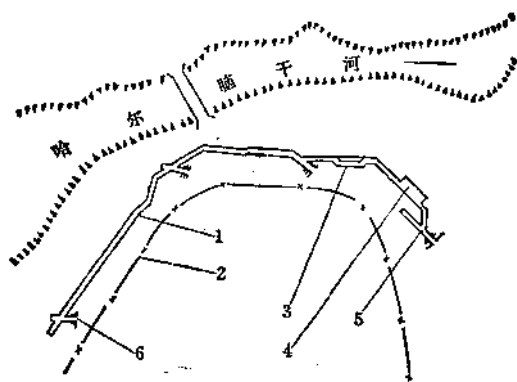


图3-11-1 疏干巷道位置图

1—疏干巷道; 2—露天开采最终境界; 3—沉淀池; 4—深井泵站;
5—排水井; 6—施工斜井

疏干巷道是专门为拦截哈尔脑干河的渗流保持露天边坡的稳定性而设计的,于1962年5月开始施工,1965年完成,全长1340m。从1965年竣工到1981年5月,该疏干巷道涌水量的变化见图3-11-15。

按涌水量 $350\text{m}^3/\text{h}$ 计算,其供水量占该矿总供水量的50%。各供水点的供水量,见表3-11-16。

疏干巷道涌水量变化一览表

表3-11-15

时 间	涌 水 量 (m^3/h)
1965年竣工时	637
1969年至1972年冬季	500~450
1974年至1975年冬季	450~400
1978年冬季	400~350
1979年4月	400~370
1980年5月	370~350
1981年5月	370~330

经卫生防疫站化验室检验,证明疏干巷道中的矿坑水水质符合生活饮用水水质要求,其各项指标见表3-11-17。

平庄西露天矿排供结合的经济效益分析见表3-11-18。

从上表所列数据可见,用于疏干露天矿边坡的疏干巷道投资,通过利用矿坑水作为供水水源所得纯收入,已在13.7年中完全回收,每年都获得了一定的经济效益。

11.1.7.3 金州石棉矿

金州石棉矿为地下开采矿山,濒临黄海大窑湾,随着开采深度的增加海水混入率高达65%。为利用淡

各供水点供水量一览表

表 3-11-16

供水点名称	施工时间	水泵型号	出水能力(m ³ /h)	实际供水量(m ³ /h)
疏干巷道	1965年	6×H350	350	350
降水1号井	1975年	10J80×15	80	20
西1号水井	1973年	8B $\frac{12}{5}$	80	80
南3号水井	1980年	10J80×15	80	80
西4号水井	1980年	10J80×15	80	80
西5号水井	1981年	10J80×15	80	80
全矿合计			750	690

疏干巷道水质卫生检验表

表 3-11-17

检 验 项 目	指 标
送检时间	1985年3月2日
色	0°
透明度	透 明
味	无 嗅
总 固 体	7214mg/l
pH	6.9
总 硬 度	12.3°
铁	0.04mg/l
氨 氮	小于0.1mg/l
亚硝酸盐氮	0.0005mg/l
硝酸盐氮	1mg/l
硝 酸 盐	1mg/l
大肠杆菌	小于3个

平庄西露天矿排供结合经济效益分析表

表 3-11-18

项	目	指	标
年供水总量(万 m^3)		216	
年供水经营费(元)	电 耗	29700	
	工 资	9694.08	
	设备及巷道维修费	5775.76	
	设备折旧	2730	
	合 计	47899.84	
年水费收入(按每 m^3 0.06元计)(元)		129600	
年供水纯收入(元)		81700.16	
回收疏干巷道投资的时间(年)		13.7	

水和处理咸水,在井下-250m阶段采用了淡水和咸水分流、分贮、分排办法,设计和施工了两套排水设施,见图3-11-2。

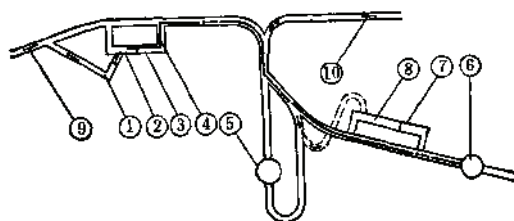


图 3-11-2 金州石棉矿 -250m 中段咸淡水分贮分排示意图

- 1—淡水水仓; 2—淡水泵房; 3—淡水变电所;
 4—淡水管路; 5—主井; 6—充填井;
 7—咸水变电所; 8—咸水泵房; 9—淡水流动方向;
 10—咸水流动方向

该矿咸水从靠近矿区东南端的海滨沿断裂构造带渗入采区,经由平巷近2000m长的排水沟流入咸水贮水仓,排至地面。淡水则来源于矿区西北部的石英岩裂隙水,经-250m阶段巷道汇入淡水水仓,排至地面。

11.2 矿坑污水的排放

11.2.1 矿坑污水的形成

矿坑水主要是由进入矿坑的地下水和由于采矿而引起的地表水渗入的混合水组成。矿坑水的形成与不同含水层地下水的混合作用以及与地下水和矿体及其围岩的相互作用有关。矿床地质、水文地质和采矿技术等因素对进入矿坑中的地下水天然成分的改变也有明显影响。

矿坑水的化学成分和总矿化度与坑道周围含水层中的水不同,这与开采过程中氧化作用的发展、岩石淋蚀作用的加剧、水中气体和细菌成分的变化以及开采过程中金属的腐

蚀、炸药、油污和悬浮物的污染有关。而决定矿坑水形成条件和规律性的主要因素是地下水所处的人工形成的氧化环境, 人工的氧化环境一旦形成, 天然水化学环境被破坏、地下水的化学成分就开始改变。

同一深度上矿坑水与地下水化学成分的含量明显不同。一般矿坑水中 SO_4^{2-} 、 Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 离子的含量和矿化度比地下水高, 特别是硫酸盐含量和矿化度比地下水明显增高。此外, 在不同深度上, 矿坑水的水质也有差异, 这是由于深部矿坑水是从不同深度上进入矿坑的混合物, 所以形成了不同深度矿坑水成分的差异。一般情况下, 矿坑水的矿化度随开采深度增加而增大, 并产生矿坑水中硫酸盐和氯化物富集及重碳酸盐减少的情况。

矿坑污水常见的有害成分及污染物质, 见表3-11-19。

矿坑污水常见有害成分及污染物质一览表

表3-11-19

种 类		性 质
金 属 离 子	铁	铁过多具有毒性, 引起急性铁中毒, 严重者可导致死亡, 水中铁含量达1mg/l时, 有明显金属味
	铜	大量铜的摄入可使人致病, 当摄入量达100mg/l时, 对消化道有刺激或引起腹泻, 水中含铜大于1.5mg/l时有金属味
	锰	过量引起锰中毒, 水中锰含量超过1.5mg/l时, 对感官性状产生不良影响
	铅	蓄积性很强的毒物, 超过1mg/l时, 引起慢性中毒, 当水中含量达2~4mg/l时, 水呈现混浊
	锌	超量摄入可引起中毒, 水中含量超过10mg/l时, 呈现混浊, 在5mg/l时, 出现金属味
	汞	摄入汞和长期接触汞引起慢性中毒, 损坏脑及中枢神经系统
砷		砷的化合物有剧毒, 每月摄入量超过0.5mg时, 可引起中毒, 地面水对砷有一定的自净作用
铀、镭		摄入超量的铀、镭, 对人的健康有危害, 一是铀金属及其化合物的毒性危害, 另一是本身的放射性危害
无机酸		酸对金属、混凝土的侵蚀和井下、地面环境的污染
悬浮物		含超量悬浮物质使矿坑水混浊
矿物盐		矿坑污水含超量矿物盐, 甚至形成盐水
油类物质		使矿坑水表面漂浮油膜, 造成污染

从表3-11-19中可以看出, 开采某些金属矿床时, 矿坑水中所含有毒金属造成的污染危害最大, 其次, 酸性水中无机酸的侵蚀和污染也不容忽视。事实上, 也只有酸性矿坑水的条件下才能含有大量金属离子, 因此, 酸性矿坑水是采矿业中最主要的污染源, 其危害最大。

11.2.2 矿坑污水的类型及水质特征

冶金、有色、煤炭、化工、建材及核工业部门的矿山, 常见的矿坑污水类型及水质特征见表3-11-20。

由于矿坑污水水质的形成是多种因素共同作用的结果, 因此, 有时矿坑污水的水质不属于表3-11-20中某一类型, 而是两种以上类型的混合。如凉水井煤矿矿坑污水不仅属

矿坑污水类型及水质特征表

表 3-11-20

类 型	水 质 特 征	开 采 的 矿 床 类 型	矿 山 实 例
酸性矿坑污水	(1) pH值小于5, 一般为2~4; (2) 硫酸根离子含量相当高, 有时每升可达数千毫克; (3) 金属离子含量明显增高, 可含有铁、铜、锰、铅、锌、汞、砷、铀, 其中锰、铁离子含量有时每升可达数千毫克	(1) 硫铁矿床; (2) 多金属硫化矿床; (3) 含硫的煤矿床; (4) 含硫的沉积锰矿床; (5) 含硫的铀矿床	向山硫铁矿、潭山硫铁矿、丁家山铜矿、湘潭锰矿、凉水井煤矿、761矿、万山汞矿、大宝山多金属矿
高悬浮物矿坑污水	(1) 矿坑水混浊度很高, 水中含有细小的岩石微粒; (2) 悬浮物的含量超过排放标准(500mg/l)	(1) 采用崩落法开采的矿床和围岩很软的矿床 (2) 采用水砂、尾砂充填采矿法开采的矿床; (3) 煤矿床; (4) 岩溶充填率高的矿床; (5) 水力剥离和水采的矿床	凡口铅锌矿、威远煤矿、铁山南煤矿
高矿化矿坑污水	(1) 矿坑水的矿化度大于3g/l (2) 矿坑水的总硬度和永久硬度很高 (3) 水中钾、钠离子的含量相当高, 有时可高达每升数千毫克 (4) 水中氯离子含量相当高, 有时可达每升数千毫克 (5) 水中硫酸根离子含量可高达每升数千毫克	(1) 开采干旱、高矿化水地区的煤矿床及其它矿床 (2) 开采位于深部封闭水文地质循环的矿床 (3) 开采滨海地区的矿床	复州湾粘土矿、王家山煤矿三、四号井及魏地竖井、密街矿务局二矿及三矿、阿干镇煤矿
放射性矿坑污水	(1) 水中含超量的铀或镭 (2) 有时具酸性水的水质特征	含铀或镭矿床	某铀矿

酸性水, 同时也是高悬浮物水; 阿干镇煤矿不仅属高矿化矿坑污水, 同时也是高悬浮物水; 此外, 761矿矿坑污水不仅是含超量铀的放射性矿坑水, 同时也是酸性水等。矿坑污水类型的划分和确定矿坑污水的类型, 有助于选择适宜的矿坑污水处理方法和工艺流程。

11.2.3 矿坑污水的危害

11.2.3.1 酸性矿坑水的危害

1. 对井下采矿作业的危害

1) 对金属材料 and 设备的腐蚀

酸性矿坑水对井下采矿作业中的金属材料及设备有强烈的腐蚀作用。对金属的腐蚀主要是矿坑水中无机酸的腐蚀、溶解氧的腐蚀、电化学腐蚀和微生物活动的腐蚀等, 致使矿山在生产中不得不频繁更换排水设备和管路, 甚至不得不采用造价高昂的耐酸排水设备和管路, 增加了设备费用。酸性矿坑水对钢丝绳、矿车、钢轨的腐蚀, 也使其缩短了使用寿命。

2) 对混凝土的侵蚀

酸性矿坑水对井下的混凝土预制件、水泥制品有严重的结晶性侵蚀作用。这主要是由于水中的 SO_4^{2-} 与水泥中的某些成分相互作用,生成含水硫酸盐结晶引起的。结晶体的形成使预制件和水泥制品体积增大,结构疏松,产生的膨胀力导致混凝土破坏。

3)对生产作业环境的污染

酸性矿坑水中含有大量的无机酸和硫酸盐以及金属离子,直接污染了井下作业区,危及井下工人的身体健康。

2.对地表水系的污染

酸性矿坑水不经处理直接或间接向矿山附近的地表水系中排放,可能造成较大范围的污染,距排放点愈近,地表水污染愈严重。永平铜矿、湘潭锰矿的酸性矿坑污水对河流污染情况见表3-11-21。

酸性矿坑污水排放污染河流实例表

表3-11-21

矿山名称	污染河流	取水样点位置	水质分析						备注
			pH	Cu	Zn	Fe	F	Be	
永平铜矿	铜木江	酸性水入口到交集河下游250m处	4.00	13.00	0.97	27.00	2.04	3.37	Be以ppb 计量其它以 ppm计量
		交集河入铜木江河口下游7.5km处	5.90	0.20	0.083	0.36	0.37	0.10	
		交集河入铜木江河口下游24km处	6.00	0.022	0.0049	0.88	0.37	0.10	
湘潭锰矿	湘江	矿区排放点	2.56~4.55						
		排放点向北10km流入湘江前	6.39 (炭矿子)						
		排放点向南15km流入湘江前	5.75 (竹埠港)						

根据表3-11-21所列实例资料,永平铜矿酸性矿坑污水排放污染的河段可达24km,湘潭锰矿的污染实际已波及到距矿山10~15km外的湘江。地表水系经酸性矿坑水污染后,对生态平衡以及用于供水和农业灌溉时,都会产生深远的影响。

3.对饮用水源的污染

酸性矿坑水的排放,常常对矿山及附近的水源造成严重污染,取用浅层地下水的井泉,可能因酸性水的严重污染而废弃,不得不由矿山组织统一供水。取用地表水作为生活饮用水水源时,如果水源遭受严重污染,也不能饮用。如龙游黄铁矿,由于矿山排放酸性水,污染了龙游河支流,使沿岸几十公里的村镇居民不能饮用河水,而不得不由矿山解决村民的饮水问题。

4.对农业的危害

矿山的酸性矿坑污水不经处理就地排放,将造成矿山附近大范围内的农田污染。受酸性矿坑污水影响严重的矿山,由于污染农田而带来的经济赔偿损失,逐年增加,已经影响到矿山企业的经济效益,见表3-11-22。

部分矿山酸性水危害农业的经济赔偿损失实例表

表 3-11-22

矿 山 名 称	每月排放量 (万 m^3)	污染农田及水塘面积 (m^2)	每 年 经 济 赔 偿 费
湘潭锰矿	1.5—2.0	农田7332600	1957~1969年仅青苗赔偿达39.8万元, 最高每年达7万元
向山硫铁矿	2~2.5	农田1319868 水塘34663	一般0.34万元 最大7.78万元
七宝山硫铁矿	2.4	污染浏阳河5km	3 万元
英德硫铁矿		2043795~2325767	一般5.21万元 最大8.50万元
博白硫铁矿	17~23	206646~233310	4~6万元
云台山硫铁矿	0.3	1066560	一般5~6万元 最大8.6万元

受酸性水污染的农田,降低了土壤的pH值和提高了土壤中有害金属的含量,明显的改变了土壤的理化性质,抑制了农作物的生长。以永平铜矿为例,该矿采场附近污染与未污染土壤pH和土壤金属含量变化情况,见表3-11-23。污染土壤的物质可以进入农作物的根、茎和果实中(见表3-11-24),从而影响人体健康。

永平铜矿采场附近土壤金属含量对比表

表 3-11-23

污 染 物	pH	Cu	Pb	Zn	Be	As	Fe	备 注
污染土壤	2.5	1417	160	180	1.801	22	8.1	取样深度0~20cm, Be 以ppb计量,其余以ppm 计量
未污染土壤	5.4	72	80	80	1.801	22	4.1	

永平铜矿附近受污染土壤的水稻金属含量表

表 3-11-24

分析样品	Cu	Pb	Zn	备 注
土	1024	200	135	以ppm计量
根	312.5	93.75	97.5	
茎	46.25	—	100	
粒	5.75	1.25	26.5	

铜、铅、锌、铁的硫酸盐、砷酸钠对水稻产量影响的实验资料见表3-11-25。

从上表可知,水稻产量是随金属离子的增加而增加,当金属离子增加到一定数值时,稻产量下降,而在金属离子浓度达到某一较高浓度时,即可引起水稻枯死。

5. 对渔业的危害

酸性矿坑水排入养鱼水体,将改变水体的pH值,使生长在水体中动植物的机体遭受

金属离子浓度对水稻产量的影响

表 3-11-25

金属离子浓度 (ppm)	Cu	Pb	Zn	Fe	As
	水稻产量百分比				
0.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
1.0	100.9	97.5	101.2	98.6	104.1
10.0	104.7	101.6	107.2	97.1	(106.4)
25.0	(117.2)	101.9	(112.3)	(109.0)	79.3
50.0	96.1	98.6	103.5	103.3	55.2
75.0	99.0	(103.7)	106.0	99.2	21.6
100.0	80.5	90.6	94.7	95.7	18.3
250.0	32.7	78.7	89.6	92.0	枯死
500.0	枯死	62.4	73.1	47.3	枯死
1000.0	枯死	55.2	58.9	36.2	枯死

注：1.表中的金属离子是以硫酸盐形式、砷以砷酸钠形式存在于土壤中的试验结果。

2.有()者，指对水稻生长最有利的金属离子在灌溉水中的含量。

无机酸的腐蚀。鱼类生长环境的污染，影响鱼类的繁殖，降低水产的数量和质量。大部鱼类在pH值小于5.0的水中，就不能正常生活，当酸的浓度加大和有毒金属含量增加，可以引起鱼类死亡。

11.2.3.2 高悬浮物矿坑污水的危害

在矿山开采过程中，产生的高悬浮物矿坑污水，不经处理直接排放，也会污染矿山和周围环境，特别是对农业和渔业造成严重危害。

(1)高悬浮物矿坑污水的形成，使井下排水效率降低，增加了水泵叶轮的磨损，降低了水泵的使用时间。

(2)当大量超标的悬浮物排入水体，固体悬浮物将使水的透光度减弱，影响水的自净作用。

(3)高悬浮物矿坑水排入河流，造成严重污染，破坏了供水水源，使河水不能为发展国民经济所利用。例如，田湖铁矿在开采赤铁矿的过程中，坑内排出的红色高悬浮物矿坑水及洗矿的红色尾水，每年可达 $334 \times 10^4 t$ ，直接排放到附近滦河，使25km的河段变成红水河，污染后的河水既不能饮用，也不能灌溉。

(4)影响鱼类生长和繁殖。悬浮物混入水体，限制了鱼类的正常活动和回游，使鱼类得不到充足的食物，同时也减少了水中的溶解氧，破坏了生物生存的正常环境。

(5)高悬浮物矿坑污水排放至农田，在土壤表层形成结壳，妨碍土壤的透气，影响农作物的生长，降低农作物的产量。

11.2.3.3 高矿化矿坑污水的危害

从表 3-11-20 高矿化矿坑污水的水质特征可以看出，水中 $K^+ + Na^+$ 、 Cl^- 、 SO_4^{2-}

离子含量相当高、水质类型一般属硫酸盐-氯-钠盐水,这种矿坑污水排放也会造成周围环境的污染,但由于这类矿床的分布受地理区域的限制,危害的性质和范围较小,由这类矿床的开采引起周围环境严重污染的矿山尚不多见。

高矿化矿坑污水的矿化度一般大于 3000mg/l ,靖远矿务局王家山煤矿的矿坑水矿化度最高达 19010mg/l 。这种矿坑水排放到河流中,实际上是向水中排放大量的矿物盐,对河流构成严重污染,如果河流是矿区的供水水源,则造成了水源的严重污染。苏联顿巴斯矿区,矿井水的含盐量为 $3\sim 5\text{g/l}$,每年排入矿区附近瓦尔雅契河和撒马拉河等河流的矿物盐就高达 $50\times 10^4\text{t}$ 以上,对河流构成了严重污染。当高矿化矿坑污水排放到农田时,就会使土壤盐渍化,造成农作物的枯萎。

11.2.3.4 放射性矿坑污水的危害

含超量放射性物质的矿坑污水引起的污染主要是铀、镭等毒性及放射性的污染。由此造成的污染,一般在较长时间内都将起作用。这种污水排放至农田,可以使稻米中铀含量比对照点高达 $8\sim 10$ 倍。镭比铀更容易被农作物吸收、毒性强,长期用这种矿坑污水灌溉农田,可使稻米因镭含量超标而不能食用。放射性矿坑污水排放至养鱼水域,会给渔业带来严重危害,水中的鱼类和贝类等都具有吸附和富集放射性物质的能力,遭受污染的鱼类,其肉和鳞的含铀量可增高 $20\sim 140$ 倍。此外,排入地表水体中的含有铀、镭悬浮物的矿坑污水,在河流的下游沉积后,成为产生长期污染的二次污染源。

11.2.4 矿坑污水排放和处理的一般原则

(1)严格遵照环境保护法的要求,矿坑污水必须经水质的净化处理达到排放标准后方可排放。

(2)对超过最高容许排放浓度的矿坑污水,不得采用稀释方法代替必要的处理。

(3)当采用各种不同方法处理矿坑污水时,应采取必要的技术措施,避免合乎排放要求的矿坑水混入,以求降低处理费用。

11.2.5 矿坑污水排放要求

对矿坑污水排放,我国目前尚未制订专门的标准,现摘要列出国家制订的一般工业废水排放标准中有关部分,以供参考。

11.2.5.1 我国工业“三废”排放试行标准(GBJ 4—73)

(1)根据水源的不同用途,对工业废水的排放,要有不同的要求。对饮用水源和风景游览区的水质,要严禁污染;对渔业和农业用水,要保护动植物的生长条件,动植物体内有害物残毒不得超过食用标准;对工业水源,不得影响生产用水的要求。

(2)工业废水中有害物质最高容许排放浓度,分为两类:

第一类是能在环境或动植物体内蓄积、对人体健康产生长远影响的有害物质。含此类有害物质的废水,在车间或车间处理设备排出口的水质,应符合规定的标准(见表3-11-26),不得用稀释方法代替必要的处理。

第二类是其长远影响小于第一类的有害物质,在工厂排出口的水质应符合表3-11-27规定。

工业废水最高容许排放浓度 (GBJ 4—73)

表 3-11-26

序 号	有 害 物 质 名 称	最高容许排放浓度(mg/l)
1	汞及其无机化合物	0.05 (按Hg计)
2	镉及其无机化合物	0.1 (按Cd计)
3	六价铬化合物	0.5 (按Cr ⁶⁺ 计)
4	砷及其无机化合物	0.5 (按As计)
5	铅及其无机化合物	1.0 (按Pb计)

工业废水最高容许排放浓度表 (摘自GBJ 4—73)

表 3-11-27

序 号	有 害 物 质 或 项 目 名 称	最 高 容 许 排 放 浓 度
1	pH值	6~9
2	悬浮物(水力排灰、洗煤水、水力冲渣、尾矿水)	500mg/l
3	生物需氧量(5天20℃)	60mg/l
4	化学耗氧量(重铬酸钾法)	100mg/l
5	硫化物	1mg/l
6	铜及其化合物	1mg/l (按Cu计)
7	锌及其化合物	5mg/l (按Zn计)
8	氟的无机化合物	10mg/l (按F计)

11.2.5.2 国外工业废水排放要求

1. 美国对排入地下的工业污水的控制指标

美国对排入地下的工业污水控制指标, 见表 3-11-28。

2. 英国向内陆河道工业废水放泄标准

英国摩赛河道管理局内陆河道工业废水放泄标准 (摘录) 见表 3-11-29。

3. 部分国家制订的矿山废水标准

美国、英国、澳大利亚等国家制订的矿山废水排放标准见表 3-11-30。

表 3-11-30 的各项指标要求是相当严格的, 在许多方面都与世界卫生组织规定的饮用水标准相当或更高一些, 以实现无污染排放。

11.2.5.3 我国放射性污水排放标准

我国放射性同位素在露天水源中最大容许浓度的规定, 见表 3-11-31。

美国对排入地下的工业污水最大控制指标 (摘录)

表 3-11-28

序 号	项 目	最大控制指标(mg/l)
1	砷	0.1
2	钡	2.0
3	镉	0.02
4	氯化物	500
5	铜	0.4
6	氟化物	3.0
7	铁	0.6
8	铅	0.10
9	锰	0.6
10	硝酸盐	20.0
11	硫酸盐	500
12	总可溶性固体	1000
13	锌	0.6
14	pH	6.5~8.5

美国摩赛河道管理局内陆河道工业废水放泄标准 (摘录)

表 3-11-29

序 号	污 染 指 标	允 许 范 围
1	沉淀后透明度 (可见深度, 以mm计)	>100
2	pH值	5~9
3	悬浮固体	<40mg/l
4	碱度 (酚酞, 按CaCO ₃ 计)	<50mg/l
5	酸度 (甲基橙, 按CaCO ₃ 计)	无
6	硫化物 (按H ₂ S计)	<1mg/l
7	油 脂	<10mg/l
8	锌	<1mg/l
9	砷	
10	铜	
11	汞	
12	镉	
13	钒	
14	铅	
15	镍	<0.5℃
16	温度	
17	可溶解固体	7500mg/l
18	放射性物质	无
19	其它对鱼类或鱼食有毒的物质	无

某些国家制定的矿山废水排放标准

表 3-11-30

参 数 (mg/l)	美国铅锌矿对矿坑 水30天平均值要求	美国1973年煤 矿废水限度	综 合 性 英 国 标 准	澳大利亚标准	南非●通用标准
pH值	6~9	6~9	6~9	6.5~8.5	5.5~9.5
悬浮固体	20	30	30	—	25
油 脂	10	—	—	—	2.5
Cd	0.05	—	—	0.01	—
Cu	0.05	—	—	—	1.0
Fe	1.0	4.0	—	0.3	—
Hg	0.005	—	—	—	—
Pb	0.2	—	—	0.05	1.0
Zn	0.5	—	—	5.0	5.0
化学需氧量	50	—	—	—	75
Mn	0.5	—	—	0.05	—
As	—	—	—	0.05	0.5
毒性金属总量	—	—	0.5	—	—

●在白人种族主义者统治下。

放射性同位素在露天水源中的限制浓度 (GBJ 8—74)

表 3-11-31

放 射 性 同 位 素		露天水源中的限制浓度(Ci/l)
名 称	符 号	
镭	Ra ²²³	1×10^{-10}
	Ra ²²⁴	3×10^{-10}
	Ra ²²⁶	3×10^{-11}
	Ra ²²⁸	3×10^{-12}
铀	U ²³⁰	7×10^{-10}
	U ²³²	2×10^{-10}
	U ²³³	1×10^{-9}
	U ²³⁴	1×10^{-9}
	U ²³⁵	1×10^{-9}
	U ²³⁶	1×10^{-9}
	U ²³⁸	0.05(mg/l)
	U(天然)	0.05(mg/l)

11.3 矿坑污水的防治

11.3.1 酸性矿坑水的形成和防治

一般矿床在开采前地下水和矿床开采后矿坑水的pH值大都在7~8之间,属中性或弱碱性。但在矿体或围岩含有一定数量的硫化物时,经氧化作用后,往往在矿井、露天采矿场或地面废石场形成酸性水。

为了给井下采矿作业创造正常的条件,减轻酸性水排放对周围环境的污染,必须对酸性水采取防治措施。对于酸性矿坑水的防治,应该坚持以预防为主、治理为辅、防治结合的方针。对可能受酸性水危害的矿山,采取预防性措施可以消除或减轻酸性水的危害程

度,把酸性水控制在小范围内,对于酸性水危害严重的矿山,在实施单一的预防性措施不能奏效时,可以采用综合治理措施,使其达到工业废水的排放标准后,方能排放。

11.3.1.1 酸性矿坑水的形成

1. 形成酸性矿坑水的主要矿床类型

在矿床开采过程中,一般当矿体或围岩的含硫量超过1.5~2.0%时,在有充足氧气和水分的条件下,往往就可能发生一系列化学反应产生酸性水。

硫多以黄铁矿赋存于某些金属和硫铁矿床或煤矿床中,因此,在开采以下几种矿床时,常产生酸性水。

1) 硫铁矿床及多金属硫化矿床

在开采硫铁矿床及多金属硫化矿床时,由于矿体和围岩中硫化物含量很高,因此,伴随着开采形成酸性水的情况是常见的。

2) 沉积锰矿床

对于某些浅海沉积的锰矿床,如湘潭锰矿床、柴甘山锰矿等,在矿层顶底板黑色页岩中含有黄铁矿和有机碳,见表3-11-32。

湘潭锰矿黑色页岩化学成分表

表3-11-32

成分(%)	Mn	SiO ₂	Fe	S	C	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P	挥发分	灰分
黑色页岩	2.13~ 4.5	51.06~ 61.9	3.55~ 7.97	2.83~4	3.07~ 8.06	7.59~ 11.21	1.71~ 2.51	1.22~ 1.89	0.062~ 0.151	4.06~ 9.75	86.16~ 90.11

在矿床开采后的氧化环境中,黄铁矿强烈氧化,可造成黑色页岩的自燃,同时形成酸性水。

3) 煤矿床

在煤层或在夹矸中含有黄铁矿或单体的硫磺球,在适宜的条件下,通过一系列化学反应生成酸性水。

4) 铀矿床、铁矿床和多金属矿床

在开采铀矿床、个别铁矿床和多金属矿床时,由于伴生有黄铁矿,在适宜条件下,也常有酸性矿坑水产生。

2. 酸性矿坑水水化学成分的特点

国内部分矿山酸性水的水化学成分见表3-11-33。

综合上表中资料,酸性矿坑水的水化学成分有如下特点。

1) pH值低

酸性矿坑水的pH值一般小于5,常为2~4,属酸性或强酸性水。

2) 金属及重金属离子含量显著增高

在酸性水中溶解有大量的金属及有毒的重金属离子。溶解的金属离子种类,因矿岩物质成分不同而异。在开采锰矿床时,酸性水中锰离子的含量每升可达数千毫克;在开采硫铁矿床时,铁离子的含量每升可变化在数百毫克至数千毫克之间;在开采铀矿床时,酸性水溶解的铀明显增加。由于各种矿床类型中的硫多以黄铁矿、磁黄铁矿等形式存在,故在

国内部分矿山酸性水化学成分表

表 3-11-33

化 学 成 分	南山铁矿	湘潭锰矿 红旗井区	向山碱铁矿	潭山硫铁矿	761矿	凉水井煤矿
pH值	2.6	3.0~3.9	4~6	2~3	3.74	2.75
Fe ²⁺ 、Fe ³⁺ (mg/l)	487.7	20~220	2880	926	4~42	94.84
Mn ²⁺ (mg/l)	214	651~1473				
Al ³⁺ (mg/l)	2134				150	31.976
Cu ²⁺ (mg/l)	71.3		0.27		0.17	
Pb ²⁺ (mg/l)	0.003				0.06	
As ³⁺ (mg/l)	0.015		0.2	1.6	2.15	
F ⁻ (mg/l)	0.92		0.9		4.733	
U(mg/l)					0.039~0.882	
SO ₄ ²⁻ (mg/l)	12075	3186~8668		3660	223~634	1952

开采各类矿床形成的酸性水中,其共同特点是三价铁及二价铁的含量明显增高。

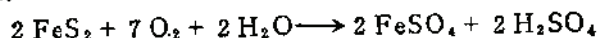
3) 硫酸根离子含量显著增高

开采各类矿床产生的酸性水,其硫酸根离子的含量显著增高,通常每升酸性水中可达数千毫克,最高可达数万毫克。

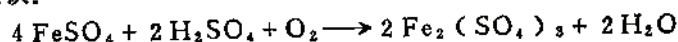
3. 酸性水形成过程

矿体或围岩中含有黄铁矿,在开采过程中氧化形成酸性水的主要反应过程,可概括用下列化学反应式表示。

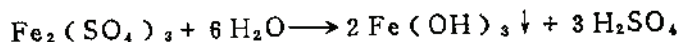
(1) 黄铁矿在氧化作用下形成的矿坑水含有大量二价铁离子和游离硫酸,并具有酸性反应:



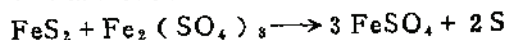
(2) 由上述反应产生的硫酸亚铁,在有游离氧存在时极不稳定,可以进一步被氧化为硫酸铁:



(3) 硫酸铁在弱酸性水中很容易发生水解作用,产生游离硫酸,使矿坑水进一步酸化:



(4) 硫酸铁本身是一种氧化剂,可参与黄铁矿的转化:



(5) 硫直接被氧化生成硫酸



上述反应是连续进行的,各化学反应互为条件,相辅相成,每完成一个反应都使酸性水的浓度增加。实际上酸性水的形成远较上述过程复杂,它不单与氧化作用有关,而且和矿石、围岩的成分,矿床水文地质条件,采矿方法以及微生物的作用等因素有关。

4. 影响酸性水形成的主要因素

从酸性水形成的主要过程可以看到,硫化物、水及气是参加反应的物质基础,而温度是转化的重要条件,酸性水水质的变化是各种因素综合作用的结果。

水是不可缺少的反应物质,黄铁矿在干燥环境中所生成的二氧化硫只能在含铁的水中才能酸化而形成酸性水。氧是一系列化学反应中不可缺少的组分,主要来自水中溶解氧和空气中的氧,而空气中的氧尤为重要。在缺氧的环境中,形成酸性水的化学反应过程受到限制,因此也限制了酸性水的形成。温度是一系列化学反应的重要条件,黄铁矿氧化也是放热反应,随着温度的升高,又加速了氧化作用的进行。从而也就加速了酸性水的形成过程。

当矿体赋存在酸性岩体中,由氧化作用生成的酸性水,在得不到与含钙镁岩石产生中和作用的情况下,由硫化物氧化形成的矿坑水就将保持酸性水的特征。相反,热液充填交代型硫化矿床产于碳酸盐类岩石中的硫化物氧化形成的酸性水,能与富含钙的石灰岩、白云岩等发生中和作用,生成中性的含钙和镁的硫酸盐类矿坑水。

11.3.1.2 酸性矿坑水的预测

对于含硫的矿床,在勘探期间,应研究矿体和围岩化学成分的特点,采取有代表性的样品测定硫的含量,研究硫化物赋存特征和分布规律。同时,应结合矿床水文地质条件的研究,查明矿床地下水的水化学成分,与同类型生产矿山酸性水资料对比,以预测矿床开采时产生酸性水的可能性。而后,在矿山设计中,应选择有利于控制酸性水形成的开拓方式和采矿方法;在排水系统和排水设施的设计中,应考虑采用控制酸性水的排水方法以及选择有利于控制酸性水的地面废石堆置场等。

对已经产生酸性水的矿山,应根据矿床地质、水文地质和水文地球化学方面的特点,研究酸性水产生的规律,建立水质监测系统及水量观测系统,为制订有效地防治措施提供基本依据。

11.3.1.3 酸性矿坑水的防治

1. 预防性措施

1) 选择有利于控制酸性水形成的开拓方式与采矿方法。

在矿山设计中,当在矿床地质勘探阶段预测到矿床开采可能产生酸性矿坑水时,应结合技术经济比较,尽量考虑选用有利于控制酸性水形成的开拓方式和采矿方法。如湖南湘潭锰矿第一期扩建区采用崩落法开采的结果,在含硫黑色页岩暴露一个月后,即产生自燃并生成酸性水,给井下采矿作业带来极大危害。根据这一情况,在第二、三期扩建区采用水砂充填法开采,解决了井下火灾问题,同时也控制了酸性水的产生。

2) 合理确定井下排水系统,把井下酸性水控制在有限范围内,与非酸性水分流。

当酸性水可能接受某一水源补给时,应该在矿井中把非酸性水与酸性水隔离,分别排放,特别是当酸性水危害严重必须建立中和处理站确定酸性水年处理能力时,就显得更为重要。

对采用地下疏干的矿山,应分别建立疏干排水系统和酸性水的排水系统,特别是利用疏干排水系统排出的水做为矿山生活饮用或工业用水的水源时,尤其需要两套排水系统。对采用接力排水的地下矿,也应考虑不同开采阶段的酸性与非酸性水分别排放。当采用分级排除酸性水时,应尽量降低水泵扬程,以求降低水泵磨损和腐蚀的速度。当酸性水的出水点标高较高时,应设法在中途拦截,尽量避免流入下部水仓,必要时应单独增设上部水仓及水泵泵站。

3) 矿井预先疏干

采用矿井预先疏干措施, 主要取决于地下水对安全采矿的影响程度。但对于可能产生酸性水的矿山, 可以把控制酸性水的产生作为这类矿山采取预先疏干的因素之一来考虑, 特别是当矿层本身和围岩不仅含硫化物而且又是含水层时, 采取预先疏干含水层的措施将对控制酸性水的产生起到良好作用。如湖南湘潭锰矿第二、三期扩建区, 采用矿井预先疏干使回采工作在地下水疏干的情况下进行, 对预防酸性矿坑水的产生起到了良好作用。

4) 采用耐酸排水设备

当矿山服务年限短或小矿山建立酸性水处理设施在经济上很不合理时, 采用耐酸排水设备也可以取得较好的经济效益。

5) 经常疏通井下排水沟

在井下酸性水pH值很低的巷道中, 必须设置排水沟, 并应经常疏通; 对局部积水漫流地段要及时处理, 以减少对钢轨、矿车轮轴及钢丝绳等浸泡腐蚀。

6) 封闭产生酸性水的废旧巷道

在矿床地质勘探阶段和矿山生产期间, 应注意调查已有老窿及废旧巷道是否含有酸性水。如果含有酸性水, 就必须注意研究老窿及废旧巷道中的酸性水和新区开采的可能联系问题。老窿酸性积水区如果危及到深部开采时, 应采取留够浅部保安矿柱的措施, 阻隔酸性水向下部采区的渗透, 或者采取充填和水泥注浆等措施减少老窿或废旧巷道的酸性水渗入。

7) 地面废石堆的整治和排水

地面废石场产生的酸性水就其污染的危害程度来说也是不容忽视的, 它不仅破坏了矿山的自然环境, 还直接污染了地面水系, 同时可以造成较大范围的污染。

当围岩含硫高可能产生酸性水时, 对废石场的选择, 应考虑是否有利于排除地表径流, 使含硫废石尽可能减少与水接触的机会。在废石堆置方面, 应尽可能地将含硫化物的废石和其它废石混合交互成层堆放。此外, 为了防止硫化物氧化, 采用废石与粘土成层混合堆放, 也可取得较好的效果。废石场复田和植被以及加快废石场的排水和必要时采取废石场疏干措施, 都有助于防止酸性水的产生。

2. 酸性水的处理

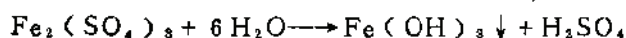
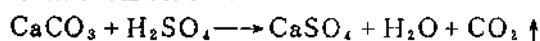
国内外一些受酸性水危害严重的矿山, 都相继采用以中和法为主的处理措施, 取得了显著效果。目前中和法可以分为石灰石中和法、石灰中和法以及石灰石-石灰中和法。这些方法各具特色, 但中和的技术经济效果有差异。因此在选择处理方法时, 一定要根据矿区的具体特点, 因地制宜, 通过各处理方案的详细技术经济比较后, 确定技术上可能、经济上合理的最优方案。

1) 石灰石中和法

石灰石中和法是以石灰石为中和剂处理酸性水的方法。该法利用石灰石在中和滚筒中不断滚动碰撞, 并与同时输入的酸性水充分接触产生化学反应, 达到中和的目的。

石灰石中和酸性水的原理和反应过程, 首先是酸性水中的硫酸与石灰石中和, 从而使酸性水的pH值升高, 当pH值大于3.5时, 三价铁离子开始水解, 生成氢氧化铁和部分硫酸, 这部分硫酸又与石灰石作用, 使中和反应不断进行, 直至最后提高了pH值, 除去

酸性水溶解的金属离子:



上述反应式表明,采用石灰石中和法处理酸性水,可以除去三价铁离子而生成 $\text{Fe}(\text{OH})_3$ 沉淀。但硫酸亚铁在酸性溶液中较稳定,虽然水中有足够的溶解氧,氧化反应仍进行得缓慢,因此石灰石中和法清除二价铁离子的效果较差。

石灰石中和效果与石灰石中 CaO 的含量和石灰石的表面积有关。 CaO 含量高,采用石灰石粉末或粒度为200~300目的石灰石,效果就更好。石灰石中和法的一般中和流程如下:

酸性水→扬水曝气→石灰石中和滚筒→反应池→沉淀池→排放

2) 石灰中和法

石灰中和法以石灰或石灰乳为中和剂处理酸性水。该法与石灰石中和法比较,具有中和性能好、中和反应较快的特点。采用石灰中和法处理金属离子,其关键是控制和调整水的pH值,只要pH值适宜,便可达到提高pH值和清除水中重金属离子的预期效果。各种金属氢氧化物完全沉淀时的最小pH值,见表3-11-34。

石灰中和处理的一般流程如下:

酸性水→搅拌槽(投放石灰)→沉淀池→排放

该法工艺简单,设备安装、操作及维修方便,可以缩短基建时间。缺点是中和沉渣细、渣量大、脱水困难、成本相对较高。目前正从使用凝聚剂、高效脱水设备及寻求沉渣的综合利用等途径予以解决。

3) 石灰石-石灰联合中和法

石灰石-石灰联合中和法实质上是二步中和法,该法利用不同金属离子在不同pH值条件下的沉淀规律,达到消除水中金属离子的目的。有些矿山酸性矿坑水含二价铁离子高,而采用石灰石中和法效果不显著时,低铁成分不能有效除去,会使水的pH值再度降低,因此,可采用石灰石-石灰联合中和法。

石灰石-石灰联合中和法的第一步是利用石灰石(粉末)中和酸性水,控制pH值在5~6之间,使 Fe^{3+} 、 Al^{3+} 等金属离子转换成氢氧化物沉淀。第二步利用石灰中和酸性水,控制pH值8~9,使 Fe^{2+} 、 Zn^{2+} 等金属离子生成氢氧化物沉淀被除去。

石灰石-石灰联合中和法的一般流程是:

酸性水→石灰石中和滚筒→石灰反应池→沉淀池→排放

石灰石-石灰联合中和法,可以获得与石灰中和法相似的处理效果,沉渣量小,沉降速度快。但与石灰石中和法、石灰中和法比较,其基建费用及经营费用较高,而且中和工艺也较复杂,操作管理繁琐。

4) 酸性水中和处理矿山实例

金属作为氢氧化物完全沉淀时的最小pH值

表 3-11-34

金属离子	最小pH值
Sn^{2+}	4.2
Fe^{3+}	4.3
Al^{3+}	5.2
Pb^{2+}	6.3
Cu^{2+}	7.2
Zn^{2+}	8.4
Ni^{2+}	9.3
Fe^{2+}	9.5
Cd^{2+}	9.7
Mn^{2+}	10.6

石灰石与石灰中和法处理酸性矿坑水的矿山实例, 见表 3-11-35 和表 3-11-36。

石灰石中和酸性水矿山实例

表 3-11-35

项 目		南 山 铁 矿	川 埠 煤 矿	克朗煤矿(美国)	
条 件 效 果	处理量(m ³ /h)		10	30~70	3.6
	石灰石量(kg/m ³)		2.5	0.337	2.7
	设备规格		φ1000×6000滚筒	φ1000×6000滚筒	455升反应池、搅拌机
	转速(r/min)		11	11~19	1750
	中和流程		I—II—III—IV→	I—II—III—IV—V→	I—II—III—V→
	pH值	原污水	3.0	3.0	4.0
		处理后	4.0	6.0	5.1
	Fe ²⁺ (mg/l)	原污水	308	12.0	未检
		处理后	未检	1.0	未检
	Fe ³⁺ (mg/l)	原污水	12	12	未检
处理后		未检	4.4	未检	
每m ³ 处理费用(元)		0.19	0.02~0.03	0.70	

注: 表中 I—原性矿坑污水; II—曝气; III—中和反应; IV—反应池; V—沉淀池

石灰中和酸性水矿山实例

表 3-11-36

项 目			东 乡 铜 矿	向 山 硫 铁 矿	源 山 硫 铁 矿
条 件 效 果	处理量(m ³ /h)		125	477	30~60
	石灰量(kg/m ³)		1.00	1.50	
	石灰乳浓度(%)		5.0	10	
	中和工艺流程		I—II—III→	1—2—3→	
	pH值	原污水	4.0	4~6	2~3
		处理后	7.2	7.1	7~3
	Fe ²⁺ (mg/l)	原污水	25.21	原污水: Fe ²⁺ + Fe ³⁺ 为2880	原污水: Fe ²⁺ + Fe ³⁺ 为926
		处理后	微		
	Fe ³⁺ (mg/l)	原污水	2.5	处理后: Fe ²⁺ + Fe ³⁺ 为1.08	处理后: Fe ²⁺ + Fe ³⁺ 为0.1~0.2
		处理后	微		
每m ³ 处理费用(元)			0.09~0.15	0.038~0.64	

注: 表中 I—酸性水; II—曝气反应池 III—沉淀池; 1—酸性水; 2—选矿中和; 3—尾矿库沉淀

11.3.2 高悬浮物矿坑水的形成和净化处理

11.3.2.1 矿坑污水中杂质的特性

水是溶解能力很强的溶剂,矿坑水在形成过程中不可避免地溶解或者混进各种杂质。这些杂质除井下采矿作业的废弃物外,可以分为三类:悬浮物、胶体和溶解的物质,各类杂质的大小及特性见表 3-11-37。

矿坑水中杂质的分类及特性表

表 3-11-37

类 型	悬 浮 物	胶 体 杂 质	可 溶 解 杂 质
粒 径(mm)	$>10^{-4}$	$10^{-4} \sim 10^{-6}$	$<10^{-6}$
状 态	悬浮状态的颗粒	不溶解和难以沉淀的胶体颗粒	可溶解的离子和低分子
识别方法	普通显微镜	电子显微镜	质子显微镜
特 征	浑 浊	光照下混浊	透 明
物质组成	各种岩石微粒、泥浆等	粘土类土的微粒	各种金属离子及阴离子,无机酸及可溶气体等

1. 悬浮物

矿坑水中凡是粒径大于 10^{-4} mm的杂质统称为悬浮物。它们主要是在采掘过程中产生的岩石微粒,属无机物质,以悬浮状态存在于矿坑水中。这类杂质能使水呈现明显的浑浊现象,在静置时会自行沉淀。矿坑水中所含的木屑、杂物及垃圾等较大物体,一般均在流入井底水仓前用筛网拦截或在水仓内沉淀后予以清除。超过 10^{-1} mm左右的杂质颗粒,在水中比较容易沉淀,而颗粒大小在 10^{-2} mm以下时,比较难于自行沉淀。

2. 胶体杂质

矿坑水中胶体杂质的大小大致为 $10^{-4} \sim 10^{-6}$ mm。胶体杂质具有两个重要特性,即:光线照射上去被散射而呈浑浊现象;由于单位容积中胶体的总表面积很大,因而吸附水中大量离子而带有电荷,使颗粒之间产生电性斥力而不能相互粘结,颗粒始终稳定在微粒状态而不能自行沉降。矿坑水中胶体杂质多数是粘土性无机胶体,并且是造成水质混浊的主要原因。

3. 溶解杂质

这类杂质以低分子或离子状态存在于矿坑水中,其大小一般在 10^{-8} mm以下,由于这些杂质能溶解在水中,不会使水产生外表混浊现象。矿坑水中溶解的阴、阳离子主要来自涌入矿坑的地下水和渗入矿坑的地表水,以及来自矿坑水在形成过程中所溶解的矿物盐。矿坑水中溶解的低分子物质主要有无机酸及碳水化合物等。

11.3.2.2 高悬浮物矿坑水的形成

矿坑水中产生的悬浮物主要来源于矿体和围岩。伴随着采掘工作的进行,形成的矿岩微粒混入地下水和采矿污水中。当悬浮物含量超过 500mg/l 时,便形成高悬浮物矿

坑水。

矿坑水中悬浮物含量的多少主要受矿岩性质、矿床开采的工程地质条件、采矿方法和采矿工艺等因素的控制。

1. 工程地质条件

1) 矿岩硬度

一般矿层和围岩属硬度比较低的软质岩石时,在开采过程中容易产生矿岩微粒而形成高悬浮物矿坑水。例如田湖铁矿赵家冲坑口,由于开采质软易碎的赤铁矿,在红色高悬浮物矿坑水中的悬浮物含量可达 5356mg/l ,大柴元坑口竟可高达 7823mg/l 。在开采某些质软易碎的煤矿床时,矿坑水中的煤粉微粒等悬浮物的含量亦常达数千 mg/l 。

2) 岩溶发育、充填程度高

开采岩溶充水矿床时,由于矿层顶底板碳酸质岩石溶洞发育,充填物多为粘土及粉细砂,充填率高,在矿床疏干排水时,往往水中含有大量的悬浮物质,形成高悬浮物矿坑水。例如,凡口铅锌矿采用井下预先疏干时,溶洞中的泥砂伴随地下水涌出,使矿坑水中悬浮物的含量高达 $1000\sim 5000\text{mg/l}$ 。又如在煤炭坝煤矿,当形成井下“泥石流”时,短时间内就使矿坑水中含有大量的悬浮物质。

3) 矿体上覆盖层

矿体上部覆盖粘土、粉细砂层时,由于开采措施不力或者上覆松散层位于开采塌落区内,使之产生大量悬浮物质。

2. 采矿方法和开采工艺

采矿方法和工艺过程对悬浮物的产生有影响。一般采用水力剥离和水力开采时,容易产生大量悬浮物质。采用水砂、尾矿充填法的矿山,由于细粒充填料的流失,会使矿坑水中悬浮物的含量增高。采用崩落法也会比采用房柱法采矿产生的悬浮物增加。

11.3.2.3 高悬浮物矿坑水的净化方法

处理矿坑水中的悬浮物质,主要采用物理方法和化学方法。物理方法是污水处理工艺中最简单、最常用的一种方法,几乎是任何一个完整处理工艺中不可缺少的方法。这种方法可以单独采用,有时也可与其它处理方法联合使用。

1. 物理处理方法

在物理处理方法中,使用最广泛的是重力沉降法和过滤法。

1) 重力沉降法

重力沉降法是靠重力除去可沉降的悬浮固体。有些矿山排放的污水,由于悬浮颗粒很细,不易沉降,可以采取机械絮凝。通过对液体强化搅拌,使悬浮颗粒相互碰撞和附聚形成较大、较重颗粒或絮体,迅速沉淀下来。在沉降法中,沉淀池是很关键的设施。按池内水流方向不同,沉淀池分为平流式、竖流式和辐射流式三种。近年来,多数在沉淀池中加斜板式蜂窝斜管,以提高沉淀效率。

2) 过滤法

过滤法是除去污水中悬浮物最基本的物理方法。如果污水中悬浮物粒度大,应在污水排放处设置筛网。筛网形状很多,有棒条筛、方格筛及緻密细筛等。固定筛网要经常更换,因此实际工作中常采用转动筛网。此外,采用砂床过滤法和加压过滤法都可以加快过滤的速度。

采用物理方法处理高悬浮物矿坑水是比较简单的方法,它是一种一次处理法,经过一次处理达不到预期的处理效果时,就必须采用二次处理法,即物理-化学处理法。

2. 化学处理方法

化学处理方法种类繁多,但使用最为广泛的是絮凝沉降法。

在高悬浮物矿坑污水中常有一部分胶质状物质。污水中, $1 \sim 10 \mu\text{m}$ 粒度范围的微粒虽不属于胶体,但性质与胶体相似,因此也作为胶体处理。在水中的胶状物质以粘土矿物为最多。采用絮凝沉降法处理矿坑污水时,絮凝剂的选择是至关重要的,一般应结合矿区的污水处理试验进行选择。絮凝剂分为无机凝聚剂和有机絮凝剂两大类。在处理矿坑污水时,主要采用无机凝聚剂,常用的无机凝聚剂有以下几种。

三氯化铁($\text{FeCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$): 其使用范围广,适应性强,一般不受水温及pH值的限制,但缺点是腐蚀性大,使用时必须加强防腐。

氯化铝($\text{AlCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$): 在处理矿坑水时,用氯化铝凝聚剂,所需反应时间短,对矿坑水水质变化适应能力强。

硫酸亚铁($\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$): 其混凝效果比硫酸铝好,货源充足,但必须先进行氯化、提高pH值范围至 $8.1 \sim 9.6$ 才能使用。由于腐蚀性较大,在使用时应注意防腐。

硫酸铝($\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 \cdot 18\text{H}_2\text{O}$): 硫酸铝是长期以来使用最广泛的一种凝聚剂,去除混浊度时pH值为 $6 \sim 7.8$,超过这个范围效果不好。目前,由于聚合铝剂有显著优点,故有逐步取代硫酸铝的趋势。

在矿坑污水中,投放絮凝剂后,有助于在矿坑水中形成足够大的聚集体,促使悬浮物沉淀。絮凝沉降装置主要由三部分组成:

混合搅拌槽——使污水和絮凝剂混合;

絮凝槽——混合后让絮凝物生成和长大;

沉降浓缩装置——使絮凝物沉降分离,最后得出处理水。

11.3.2.4 矿坑水净化处理的步骤

矿坑水净化一般包括混凝、沉淀、过滤和矿泥处理等过程,如果利用净化后的矿坑水作为矿山生活饮用水的供水水源时,应在过滤后增加消毒处理工序。

1. 混凝处理

混凝处理主要使水中的悬浮物和胶体杂质便于沉淀,特别是水中带电的胶体杂质由于相互间的电性斥力而处于稳定状态。混凝的目的是借助于投放凝聚剂来破坏这种稳定状态。消稳后的杂质经过接触反应逐渐增大,以利于沉淀。混凝工艺可分为三个过程。

1) 投放凝聚剂

按照矿坑水的性质和特点,选择适宜的凝聚剂或絮凝剂投入矿坑水中。

2) 混合

混合的主要作用是让凝聚剂迅速均匀地扩散到水中,并立即溶解和发生物理化学反应。

3) 物理化学反应

在反应池中创造一定的水力条件,使胶体杂质在一定时间内连续凝聚成较大颗粒,以便在沉淀池下沉。

2. 沉淀处理

沉淀处理的目的是使凝聚的颗粒下沉而使水变清,常用的设施有平流式沉淀池、竖流式沉淀池、斜板或斜管沉淀池,加速澄清池及脉冲澄清池等。

3. 过滤

用过滤来净化水主要是接触凝聚作用。水通过滤料时,水中杂质与砂粒表面相互碰撞接触,由于分子引力作用,杂质颗粒便吸附在砂粒表面或悬浮物上,这样就使水变清。过滤材料性能和规格见表3-11-38。石英砂不宜用于过滤碱性矿坑水,因石英砂在碱性水中易溶解产生硅酸。而大理石或烧炼过的白云石不宜用于酸性矿坑水的过滤,否则,会使水中重碳酸钙增加。

过滤材料性能和规格表

表 3-11-38

指 标	石 英 砂	大 理 石	无 烟 煤
粒 度(mm)	0.5~1.2	0.5~1.2	0.8~1.5
颗粒平均直径(mm)	0.7~0.8	0.7~0.8	1.2~1.3
真 密 度(t/m^3)	2.6~2.7	2.5~2.8	1.4~1.7
堆 密 度(t/m^3)	1.6~1.7	1.6~1.7	0.75~0.90
空隙百分率(%)	≥ 35	≥ 35	≥ 35
磨 损 率(%)	0.5	0.5	0.5
破 碎 率(%)	4	4	4
年 耗 率(%)	10	10	10

滤池的工作分为过滤和反洗两个阶段。滤池经过较长时间的过滤,滤层中截留大量污泥,须采用强力水流进行反洗,以保证滤池正常和有效地工作。

过滤池的种类很多,一般广泛采用重力式普通快滤池和重力式无阀滤池。与普通快滤池相比,重力式无阀滤池有许多优点:运转全部自动进行,工作稳定可靠,结构简单,节约材料。与相同净化水量的普通快滤池相比,其投资可节约30~50%左右。重力式无阀滤池一般适用于中小型净化水的工程,可因地制宜,就地取材,因陋就简,以砖石结构或开凿岩石成池等办法代替钢筋混凝土结构。

4. 消毒

当使用净化后的矿坑水作为矿山生活饮用水水源时,必须经过消毒处理。消毒有两种方法:

1) 物理方法

物理方法不采用药剂消毒,一般采用加热、紫外线照射和超声波等方法。

2) 化学方法

化学方法是在水中加入氯气、臭氧、重金属离子和其它氧化剂等。

5. 矿泥处理

在矿坑污水的处理过程中,矿泥的处理及处置都较自来水厂的污泥处理工作量大。矿泥的处理工序包括:固体——液体的分离,浓缩及脱水。矿泥的处置包括矿泥的储存或利用

用。

11.3.2.5 矿坑水净化和利用的工艺流程

1. 净化和利用矿坑水的基本工艺流程

利用沉淀池、澄清池和过滤池净化矿坑水的基本工艺流程见图 3-11-3。

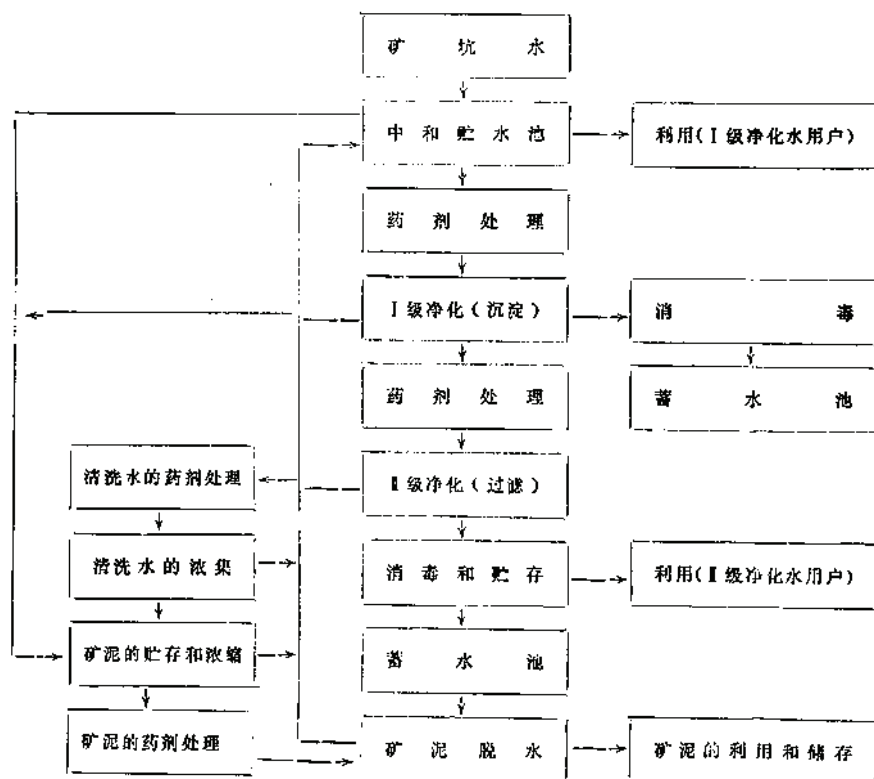


图 3-11-3 矿坑水净化和利用的基本工艺流程图

在矿坑水净化和利用的工艺设计中，应按照矿坑水的性质、成份和对净化水质的要求，通过净化处理试验，调整基本工艺流程中的某道工序，可取消或合并某一工序，以达到预期的净化效果。在同一个工艺过程中也可以使用不同的装置。这就决定了净化方法和工艺系统的多样性和复杂性，其处理的效率和技术经济指标也各不相同。

对净化工艺系统和净化设施的设计要求是：

(1) 净化工艺系统必须包括三个基本阶段：消除水中的悬浮物质，消毒，矿泥的处理、利用或储存；

(2) 在任何情况下都必须保证净化水的水质符合要求；

(3) 净化设施必须工作可靠、经济、简单、布置紧凑、占地面积小。

2. 常用的净化工艺系统

根据净化设施的生产能力和矿坑水中悬浮杂质的含量的不同，现列出四类矿坑水净化工艺系统供设计参考。

1) 四类净化工艺系统的适用条件

四类净化工艺系统的适用条件见表3-11-39。

各类净化工艺系统的适用条件表

表 3-11-39

净化工艺系统	净化设施生产能力 (m^3/h)	悬 浮 杂 质 含 量(mg/l)			
		在 原 始 水 中		在 净 化 水 中	
		总 含 量	其中微粒杂质	I 级净化后	II 级净化后
第 一 类	不 限	不大于150	不 限	—	1.5~5
第 二 类	不小于150	不 限	不大于50	30~50	1.5~5
第 三 类	不大于1200	不 限	不 限	30~50	1.5~5
第 四 类	不 限	不小于150	不 限	10~15	1.5~5

2) 第一类净化工艺系统

第一类净化工艺系统见图3-11-4。本系统利用上升水流的过滤器净化矿坑水,经氯化消毒后即可利用,矿泥贮放在贮集池内。其优点是单级净化,系统简单,一般只用聚丙烯酰胺一种有机絮凝剂。缺点是矿泥贮集池占地面积大,当矿坑水中悬浮杂质含量超过 $150\text{mg}/\text{l}$ 时是不经济的。

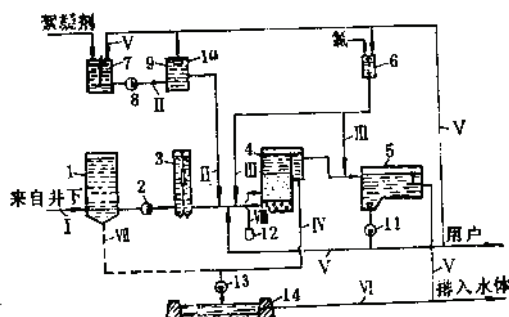


图 3-11-4 第一类净化系统图

1—中和贮水池；2、8、11、13—泵；3—空气分离器；4—带上升水流的过滤器；5—清水池；6—加氯器；7—絮凝剂溶液槽；9—絮凝剂消耗槽；10—浮子式计量器；12—鼓风机；14—矿泥贮集池；I—原始矿坑水；II—絮凝剂溶液；III—清水；IV—清洗水；V—净化的矿坑水；VI—矿泥；VII—空气

3) 第二类净化工艺系统

第二类净化工艺系统见图3-11-5。本系统利用澄清池将矿坑水澄清至悬浮杂质含量为 $30\sim 50\text{mg}/\text{l}$ 后,再排入快速过滤器进行净化,净化水经氯化消毒后,即可使用,矿泥贮放在澄清池内。它适用于悬浮微粒小于 $10\sim 20\mu\text{m}$ 含量不超过 $50\text{mg}/\text{l}$ 的矿坑水,对粗粒杂质含量不限。

该系统的优点是简单,澄清池既可澄清矿坑水,又能贮存矿泥,净化过程中一般只使用聚丙烯酰胺一种絮凝剂。缺点是澄清池占地面积大,对矿坑水中悬浮微粒的含量有所限制。

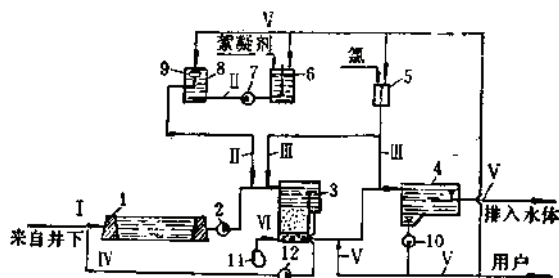


图 3-11-5 第二类净化系统图

1—澄清池；2、7、10、12—泵；3—快速过滤器；4—净水池；5—加氯气；6—絮凝剂溶液槽；8—絮凝剂消耗槽；9—浮子式计量器；11—鼓风机；I—原始矿坑水；II—絮凝剂溶液；III—氯水；IV—清洗水；V—净化的矿坑水；VI—空气

4) 第三类净化工艺系统

第三类净化工艺系统见图 3-11-6。本系统首先使矿坑水絮凝，在沉淀池内沉淀，使水中悬浮杂质含量降到 $30\sim 50\text{mg/l}$ 后，再排入快速过滤器进行Ⅱ级净化，经氯化消毒后即可使用，矿泥在离心脱水机上脱水。

该系统的优点是能获得脱水矿泥，便于运输、储存和利用；净化设施布置紧凑，占地面积小。缺点是系统较复杂，要同时使用硫酸铝及聚丙烯酰胺等无机凝聚剂和有机絮凝剂。

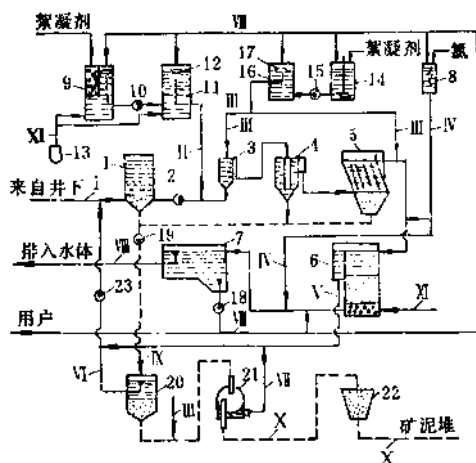


图 3-11-6 第三类净化系统图

1—中和贮水池；2、10、15、18、19、23—泵；3—混合器；4—絮凝室；5—薄层式沉淀池；6—快速过滤器；7—净化水池；8—加氯器；9—絮凝剂溶液贮存槽；11—絮凝剂消耗槽；12、17—浮子式计量器；13—鼓风机；14—絮凝剂溶液槽；16—絮凝剂消耗槽；20—矿泥池；21—离心脱水机；22—脱水矿泥仓；I—原始矿坑水；II—絮凝剂溶液；III—絮凝剂溶液；IV—氯水；V—清洗水；VI—澄清水；VII—经离心脱水机脱出的水；VIII—净化的矿坑水；IX—原始矿泥；X—脱水矿泥；Y—空气

5) 第四类净化工艺系统

第四类净化工艺系统见图 3-11-7。本系统首先使矿坑水絮凝, 在矿泥悬浮层澄清池内净化, 使悬浮杂质含量降到 $10 \sim 15 \text{ mg/l}$, 然后再排入快速过滤器进行Ⅱ级净化, 净化水经氯化消毒后即可使用。矿泥与石灰乳混合后在压滤机上脱水, 该系统可适于悬浮杂质为任意含量的矿坑水。其优点与第三类系统相似, 主要缺点是工艺复杂, 要使用三种药剂, 净化过程中要使用凝聚剂和絮凝剂, 矿泥脱水过程中使用石灰乳。

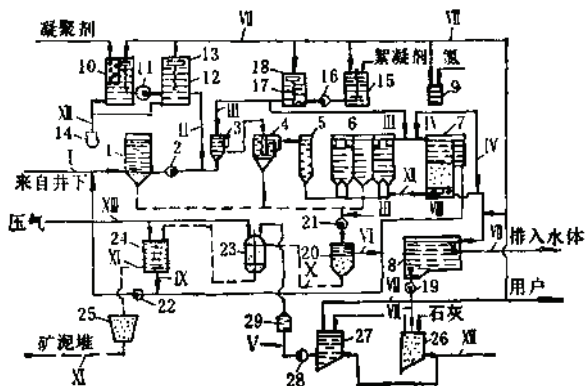


图 3-11-7 第四类净化系统图

1—中和貯水池；2、11、16、19、21、22、28—泵；3—混合器；4—絮凝器；5—空气分离器；6—澄清池；7—快速过滤器；8—淨水池；9—加氯器；10—凝聚剂溶液貯存槽；12—凝聚剂消耗槽；13、18—浮子式計量器；14—鼓风机；15—絮凝剂溶液槽；17—絮凝剂消耗槽；20—矿泥池；23—混合器；24—压滤机；25—脱水矿泥池；26—石灰浆池；27—石灰乳池；29—石灰乳計量器；I—原始矿坑水；II—凝聚剂溶液；III—絮凝剂溶液；IV—氣水；V—石灰乳；VI—澄清池；VII—淨化的矿坑水；VIII—清洗水；IX—压滤机的过滤水；X—原始矿泥；XI—脫水矿泥；XII—鼓风机的風压；XIII—压风

11.3.2.6 高悬浮物矿坑水处理实例

1. 凡口铅锌矿矿坑水的井下处理

凡口铅锌矿为水文地质条件复杂的岩溶充水矿床。矿区主要含水层为灰岩岩溶发育,溶洞充填大量泥砂,充填率高,是凡口铅锌矿产生高悬浮矿坑水的主要原因。此外,采用尾矿胶结充填,使矿坑水中悬浮物和铅锌离子超标。-40m阶段是矿井的主要疏干排水阶段,疏排水量为 $2\sim4\times10^4\text{m}^3/\text{d}$ 。矿坑水中含固体悬浮物 $1000\sim5000\text{mg/l}$,与采矿污水混合后,固体悬浮物含量超过排放标准 $2\sim10$ 倍,锌离子超标 $1\sim3$ 倍,铅离子超标 $2\sim25$ 倍。为此,企业每年支付排污罚款300多万元。

从综合治理、变害为利的指导思想出发,对疏干的高悬浮物地下水和采矿污水进行分别处理,设计施工了清污分流工程,竖流式沉淀池澄清、油隔离泵排泥工艺。-40m阶段疏干的高悬浮物地下水和-80m阶段采矿污水分流和综合处理系统见图3-11-8。-40m阶段疏干的高悬浮物水,首先进入捞砂室初步沉淀并在进口处投放碱式氯化铝和3号絮凝剂,以加速固体悬浮物的沉淀。大于1mm的粗颗粒泥砂和杂物在捞砂室用捞砂机扒入矿车运至地表排弃,而夹杂着小于1mm泥砂的污水,则流入四个直径为12m的竖流式沉淀池,经澄清后的上部清水溢流至-40m阶段东部清水仓,然后泵至地表。下部泥浆则经管道泄流至-80m阶段泥浆泵房的搅拌机,经搅拌后,由YJB-60/40型油隔离泥浆泵排至地表泥库贮放。采矿污水则集中于-80m阶段另行设置的水仓直接排至地表泥库贮放。经过处理后,疏干的高悬浮物地下水,含悬浮物降至20~30mg/l,可作为矿山工业用水的备用水源。排至泥库的泥浆和采矿污水,经再次自然沉淀和一定时间的日晒、曝气之后,其溢流清水亦可达到污水排放要求。

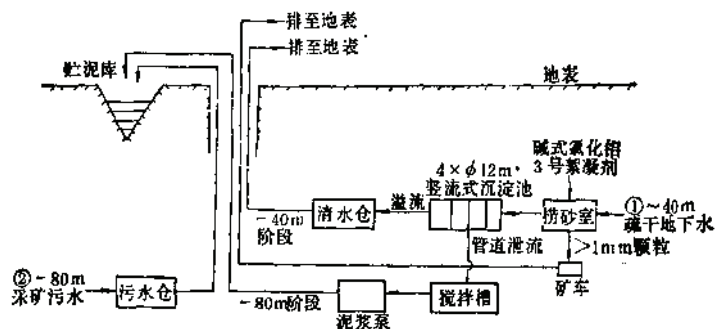


图 3-11-8 凡口铅锌矿坑水综合处理示意图

2. 威远煤矿高悬浮物矿坑水的净化和利用

威远煤矿为了补充生活用水不足，利用了经过处理的高悬浮物矿坑水。矿坑水污染严重，水中含有大量煤粉微粒而呈黑色，悬浮物超标200倍，大肠杆菌超标7000倍。

为了处理矿坑污水，经过水处理的混凝试验和过滤试验，确定选定氯化铝为凝聚剂（矿坑污水 $\text{pH}=8$ ）。矿坑污水经过凝聚、过滤，虽然除去了水中悬浮物质，但为了作为生活饮用水，还必须投放漂白粉消毒。

其水处理工艺流程比较简单（见图3-11-9），首先将矿坑水直接排到混凝池内，按处理的水量计算投放 $\text{AlCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ 和 CaClOCl 的用量，静置3~4h，用水泵将水打入压力式过滤器内，控制流速 15m/h ，过滤器反洗间隔为6h，再流入清洗池便可利用。经处理后的矿坑水，各项指标均达到生活用水标准。

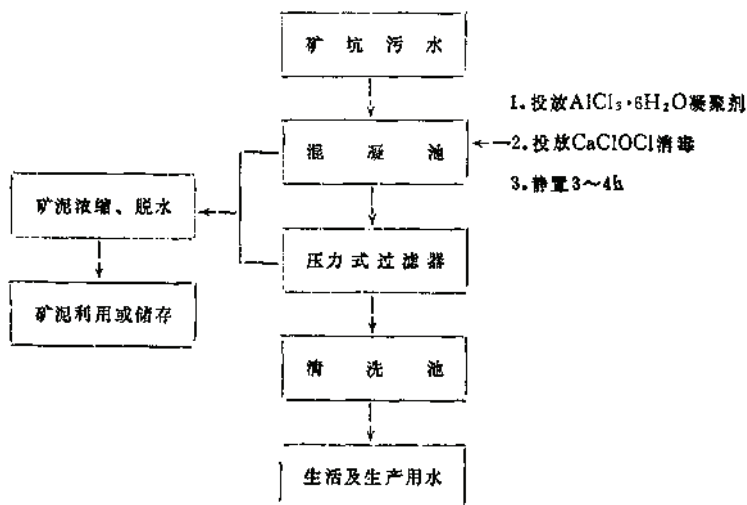


图 3-11-9 威远煤矿坑水处理系统示意图

11.3.3 高矿化矿坑水的形成和净化处理

11.3.3.1 高矿化矿坑污水的形成

从矿业开发实践来看，在开采下列矿床时，多产生高矿化矿坑污水。

1. 开采干旱、高矿化地下水地区的矿床

由于自然地理地貌等因素决定,在某些干旱地区赋存的地下水,其矿化度异常增高,水的总硬度和永久硬度及 K^+ 、 Na^+ 、 Mg^{2+} 、 Cl^- 等离子含量相当高,水质类型多属氯化钠型及氯化钠镁型(苦咸水)水。在这类地区开采各种矿床时,涌入矿坑的地下水易形成高矿化矿坑水。可参见表3-11-40列出的甘肃靖远矿务局及窑街矿务局各矿井矿坑水的水质分析资料。

靖远及窑街矿务局各矿井水质分析表

表3-11-40

矿 井 名 称	靖 远 矿 务 局			窑 街 矿 务 局	
	王家山三号井	王家山四号井	魏家地竖井	二 矿 二 井	三 矿 四 井
pH值	7.8	8.1	7.1	7.8	8.0
总硬度(德国度)			17.87	97.58	76.27
永久硬度(德国度)			12.24	79.02	52.60
溶解固形物(mg/l)	12280	13633.23	7910	4340	4556
$K^+ + Na^+$ (mg/l)	3185.4	3693.57	2762.37	812.93	1106.05
Ca^{2+} (mg/l)	343.36	331.06	71.26	250.4	216.03
Mg^{2+} (mg/l)	543.35	513.52	33.98	271.11	199.61
Cl^- (mg/l)	3670.8	4202.1	3509.59	706.45	1213.90
SO_4^{2-} (mg/l)	4295.24	4621.97	1231.62	2091.04	1559.38
HCO_3^- (mg/l)	453.17	258.46	121.09	403.91	514.95

2. 开采滨海地区的矿床

开采位于滨海地区的矿床时,由于矿区含水层中的地下水在天然状态下常与海水有联系,因此,地下水的矿化度比一般内陆地区偏高,加之在矿床开采后,海水的侵入,随着开采深度的增加,矿化度明显增高,形成高矿化矿坑污水,如表3-11-41列出的华铜铜矿、金州石棉矿及复州湾粘土矿海水、地下水及矿坑水的矿化度及水化学类型对比资料。从这些资料可以看出,这些矿床在开采前,地下水矿化度的背景值比一般地区的正常值偏高数十倍,水化学类型与海水相似。

3. 开采深部封闭水文地质单元的矿床

当开采深部封闭水文地质单元中的矿床且深部存在高矿化封存水时,随着开采高矿化封存水涌入矿坑,形成高矿化矿坑污水。此外,在地下水矿化度偏高地区,当开采深部矿体时,由于矿坑水的矿化度随开采深度增加而增高,并产生矿坑水中硫酸盐和氯化物富集的情况,也可能形成高矿化矿坑污水。

11.3.3.2 高矿化矿坑水的防治

对于可能形成高矿化矿坑污水的矿山,可根据矿床水文地质特点和开采技术条件,采取以下措施控制高矿化矿坑污水的形成:

1. 防止海滨矿床的海水渗流

华铜铜矿、金州石棉矿、复州湾粘土矿水质分析成果对比表

表 3-11-41

矿区名称	水样位置及样号	取样时间	矿化度 (g/l)	水 化 学 类 型	
				按布罗德基分类	按舒卡列夫分类
华铜铜矿	海 水	1973.5.28	32.0	$\text{Cl}^- - \text{SO}_4^{2-} - \text{Na}^+ - \text{Mg}^{2+}$	$\text{Cl}^- - \text{Na}^+$
	西海区钻孔 1734	1964.12.11	13.8	$\text{Cl}^- - \text{SO}_4^{2-} - \text{Na}^+ - \text{Ca}^{2+}$	$\text{Cl}^- - \text{Na}^+$
	五大井二阶段掌子 200	1977	18.1	$\text{Cl}^- - \text{SO}_4^{2-} - \text{Na}^+ - \text{Mg}^{2+}$	$\text{Cl}^- - \text{Na}^+$
	五大井钻孔 708	1977.6.15	15.9	$\text{Cl}^- - \text{SO}_4^{2-} - \text{Na}^+ - \text{Mg}^{2+}$	$\text{Cl}^- - \text{Na}^+ - \text{Mg}^{2+}$
金州石棉矿	海 水	1977.11	23.9	$\text{Cl}^- - \text{SO}_4^{2-} - \text{Na}^+ - \text{Mg}^{2+}$	$\text{Cl}^- - \text{Na}^+$
	-200m 阶段南大巷 S333	1977.11	20.7	$\text{Cl}^- - \text{SO}_4^{2-} - \text{Na}^+ - \text{Mg}^{2+}$	$\text{Cl}^- - \text{Na}^+$
	-200m 阶段南大巷 S315	1977.11	7.2	$\text{Cl}^- - \text{SO}_4^{2-} - \text{Na}^+ - \text{Ca}^{2+}$	$\text{Cl}^- - \text{Na}^+$
	-200m 阶段南大巷 S337	1977.11	4.3	$\text{Cl}^- - \text{SO}_4^{2-} - \text{Na}^+ - \text{Ca}^{2+}$	$\text{Cl}^- - \text{Na}^+$
	-200m 阶段南大巷 S357	1977.11	18.9	$\text{Cl}^- - \text{SO}_4^{2-} - \text{Na}^+ - \text{Mg}^{2+}$	$\text{Cl}^- - \text{Na}^+$
复州湾粘土矿	海 水	1975.5.9	39.59	$\text{Cl}^- - \text{SO}_4^{2-} - \text{Na}^+ - \text{Mg}^{2+}$	$\text{Cl}^- - \text{Na}^+$
	盐田水(皮屯)	1975.5.9	40.18	$\text{Cl}^- - \text{SO}_4^{2-} - \text{Na}^+ - \text{Mg}^{2+}$	$\text{Cl}^- - \text{Na}^+$
	大口径抽水主井	1975.5.9	23.93	$\text{Cl}^- - \text{SO}_4^{2-} - \text{Na}^+ - \text{Mg}^{2+}$	$\text{Cl}^- - \text{Na}^+$
	中央坑-125m 阶段突水初期	1957.3	28.53	$\text{Cl}^- - \text{SO}_4^{2-} - \text{Na}^+ - \text{Mg}^{2+}$	$\text{Cl}^- - \text{Na}^+$

防止和减少海水渗流的主要措施有:

1) 注浆防渗帷幕

具备条件的矿山,当技术上可能和经济上合理时,采用注浆防渗帷幕阻截海水向开采区渗流,可以控制高矿化矿坑水的形成。

2) 防渗墙

当海水通过第四系松散层向开采区渗流时,在技术经济条件合理的情况下,可以构筑防渗墙,拦截海水向矿坑侵入。

3) 局部注浆堵水

当海水通过局部裂隙和孔隙向开采区渗流时,可采取局部注浆封堵措施,防止海水侵入,也就防止了形成高矿化矿坑水的可能性。

2. 高矿化矿坑水的地下封存

由于高矿化水的净化处理费用高,当矿区不宜用处理后的高矿化矿坑水作为供水水源时,在具备条件的情况下,可采用地下封存措施。当矿区水文地质条件和开采条件允许时,可采用注浆堵水措施,将高矿化地下水封存在含水层中;在开采区附近如有可供利用的废旧巷道储水时,可采用废旧巷道封存高矿化矿坑水。此外,在开采层之下存在吸收层时,若吸收层储放高矿化水不会带来环境污染,亦可通过吸水钻孔,把高矿化矿坑水泄入吸收层中封存。

11.3.3.3 高矿化矿坑污水的净化处理

高矿化矿坑污水的处理一般分为预处理及脱盐处理两个阶段。预处理主要为以后的脱

盐处理创造必要的条件。

1. 高矿化矿坑污水的预处理

高矿化矿坑污水的预处理主要是清除矿坑水中的采矿废弃物、悬浮杂质和胶体杂质。

预处理的方法及工艺流程详见高悬浮物矿坑水的净化处理。通过预处理之后,可获得溶解大量矿物盐的澄清水。

2. 高矿化矿坑水的脱盐处理

从表 3-11-39 及表 3-11-40 所列各矿山高矿化矿坑水的水化学成份可见,矿坑水含有大量的 K^+ 、 Na^+ 、 Mg^{2+} 及 Cl^- 离子,实际上形成了咸水和苦咸水,因此,须进一步脱盐以解决咸水和苦咸水的淡化问题。

常用的咸水和苦咸水脱盐方法主要有电渗析法和反渗透法。

1) 电渗析脱盐法

电渗析脱盐法是在直流电场作用下,利用离子交换膜的选择透过性进行电渗析,把电解质从水中分离出来制得矿化度小于 $1g/l$ 的淡水。用离子交换膜和特制的隔板等部件装配起来的电渗析器,既能用于咸水和苦咸水的淡化脱盐,又能把咸水浓缩。电渗析法常被用来从事海水的淡化工作,以补充淡水供应之不足。

电渗析脱盐法的优点是:当原水浓度在 $1000 \sim 10000mg/l$ 时,为获得最终含盐量为 $500 \sim 1000mg/l$ 的淡化水,耗电仅 $1 \sim 5 kW \cdot h/m^3$,其生产淡水成本低;仅用电能可以连续制得淡水,并能机动地调节产量,装配方便,结构紧凑,占地面积小。

电渗析器有立式和卧式两种,其主要部件由浓、淡水室隔板,离子交换膜,极水隔板、电极以及锁紧装置组合而成。用隔板把膜隔开,构成水流通道,向极水隔板引入极水导电,电极连接直流电源,锁紧装置用于把有关部件锁紧。

电渗析的运行方式及其优缺点见表 3-11-42。

2) 反渗透法

反渗透法和电渗析法都是属于膜分离范畴,反渗透是通过反渗透膜把溶液中的溶剂分离出来;而电渗析是通过离子交换膜把溶液中的盐(溶质)分离出来,实现高矿化水的淡化。高矿化水在大于本身渗透压的压力作用下,水分就会从高矿化水一侧透过半透膜渗透至淡水一侧,提取淡水。反渗透法和电渗析法相比,具有所需能量少、设备简单、体积小、单位体积产水量高和各种规模生产都能适应等优点。

目前国内运行较多的各种反渗透器的单位体积产水量及使用优缺点等见表 3-11-43。

表 3-11-44 及表 3-11-45 列出了两种不同形式反渗透器淡化苦咸水的水质分析资料。

11.3.3.4 高矿化矿坑污水净化和利用的矿山实例

甘肃省阿干镇煤矿矿坑水的净化和利用:阿干镇煤矿的石门沟和阿干镇两对矿井的排水量各为 $980m^3/d$ 和 $816m^3/d$,用于井下灌浆的用水量各为 $450m^3/d$ 及 $352m^3/d$,各占总排水量的 52% 及 43.13%,其余水量排入雷运河内。由于矿区用水日趋紧张和排入黄河支流雷运河的矿坑水超过国家规定的排放标准,所以对矿坑水必须进行处理。

根据 1982 年 11 月的矿坑水质分析资料统计,下列几项指标超标:

电 渗 析 运 行 方 式 简 表

表 3-11-42

运 行 方 式			优 缺 点	适用规模
连续式	一级多段 一次脱盐	在一对电极间, 利用换向隔板构成多段串联	可连续制水, 脱盐率高。但内部压力损失大	小 规 模
		在一对电极间, 串联几个小膜堆	可连续制水, 脱盐率高。但内部压力损失大	水量稍大
	多级多段 一次脱盐	一级一段电渗析器多台, 进行多段串联	可连续制水, 每级脱盐率约在25~60%, 但是一旦电阻增大, 工作性能迅速减弱	中、大规模
		在一台电渗析器中设共电极, 构成多级多段串联		中、小规模
循环式	分批循环式	浓水和淡水分别通过体外循环槽进行循环	适用于浓盐水脱盐, 可达到任意脱盐率, 但不能连续制水, 辅助设备多	中、小规模
	连续部分 循环式	一台电渗析器的淡水和(或)浓水进行部分循环	淡水产量和水质稳定, 可连续制水。淡水部分循环时, 可以满足广泛的脱盐要求, 但是淡水产量低, 辅助设备多	小 规 模
	循环式	多台电渗析器连续部分循环, 即多段串联	优点同上。淡水产量大, 但辅助设备多, 投资大	大 规 模

各种反渗透器的单位体积产水量及优缺点

表 3-11-43

型 式	单位体积内 膜装载面积 (m^2/m^3)	操作压力 (Pa)	透水量 ^① ($\text{m}^3/\text{m}^2 \cdot \text{d}$)	单位体积 产 水 量 ($\text{m}^3/\text{m}^3 \cdot \text{d}$)	优 点	缺 点
板 框 式	493	56×10^5	1.02	500	(1) 装置牢固; (2) 能承受高压; (3) 占地面积较小; (4) 运行经验积累较多	(1) 设备费用贵; (2) 进水流动状态差
管 式 (外径1.27mm)	330	56×10^5	1.02	336	(1) 进水流动状态好; (2) 易安装、易清洗、易拆换; (3) 运行经验积累较多	(1) 单位体积内膜装载面积大; (2) 占地面积大
螺旋卷式	660	56×10^5	1.02	673	(1) 设备费用低; (2) 单位体积内膜装载面积大; (3) 结构紧凑, 占地面积小; (4) 运行经验积累较多	(1) 容易堵塞; (2) 清洗困难
中空纤维式	9200	28×10^5	0.073	673	(1) 设备费用低; (2) 单位体积内膜装载面积最大; (3) 结构极紧凑	(1) 容易堵塞; (2) 极难清洗

注①: 原液, 500PPm NaCl, 除盐率92~96%。

内外压套管式苦咸水淡化的水质分析表

表 3-11-44

溶 质	苦咸水(mg/l)	淡化水(mg/l)
阳 离 子		
Ca ²⁺	421.8	6.0
Mg ²⁺	451.9	8.4
Na ⁺ +K ⁺	1076.2	153.2
阴 离 子		
HCO ₃ ⁻	378.9	41.5
SO ₄ ²⁻	2356.4	24.5
Cl ⁻	1687.6	182.6
NO ₃ ⁻	130.0	79.0
F ⁻	0.27	0.19
总 固 体	6483	430
pH值	7.2	6.8

螺旋卷式苦咸水淡化水质分析表

表 3-11-45

溶 质	苦咸水(mg/l)	淡化水(mg/l)
阳 离 子		
Ca ²⁺	357	5.6
Mg ²⁺	221	3.4
Na ⁺	900	106.0
K ⁺	26	3.8
Fe ²⁺	7	0.1
Mn ²⁺	4.1	0.0
阴 离 子		
HCO ₃ ⁻	61	1.8
SO ₄ ²⁻	612	2.9
Cl ⁻	2260	180.0
NO ₃ ⁻	0.9	0.0
F ⁻	1.1	0.1
SiO ₂	35	6.4
总 硬 度	1800	28.0
溶解固体	4490	300.0
pH值	6.0	6.0

悬浮物: 800~1000mg/l

含锰: 1.74~4.7mg/l

总固体: 1310~1742mg/l

其余含量详见表 3-11-46。根据水质分析资料, 矿坑水作为工业用水或生活用水都应分别加以处理。

设计总处理水量为1200m³/d, 投资为28万元, 其处理工艺流程见图 3-11-10。

阿干镇煤矿矿坑水水质分析表

表 3-11-46

分 析 项 目	阿 干 镇 煤 矿	
	石 门 沟 矿 井	阿 干 镇 矿 井
总硬度 (德国度)	44.49	62.95
永久硬度 (德国度)	35.01	59.24
pH值	7.64	8.04
总碱度 (每升毫克当量)	3.53	1.57
酸 度	0.2	0.00
游离CO ₂ (mg/l)	8.8	2.20
总固形物 (mg/l)	1310.0	1742
F ⁻ (mg/l)	0.56	0.63
SiO ₂ (mg/l)	5.20	4.50
K ⁺ + Na ⁺ (mg/l)	108.10	86.02
Ca ²⁺ (mg/l)	136.07	245.29
Mg ²⁺ (mg/l)	110.50	124.48
Fe ³⁺ (mg/l)	0.00	0.02
Fe ²⁺ (mg/l)	0.14	0.17
NH ₄ ⁺ (mg/l)	0.34	0.68

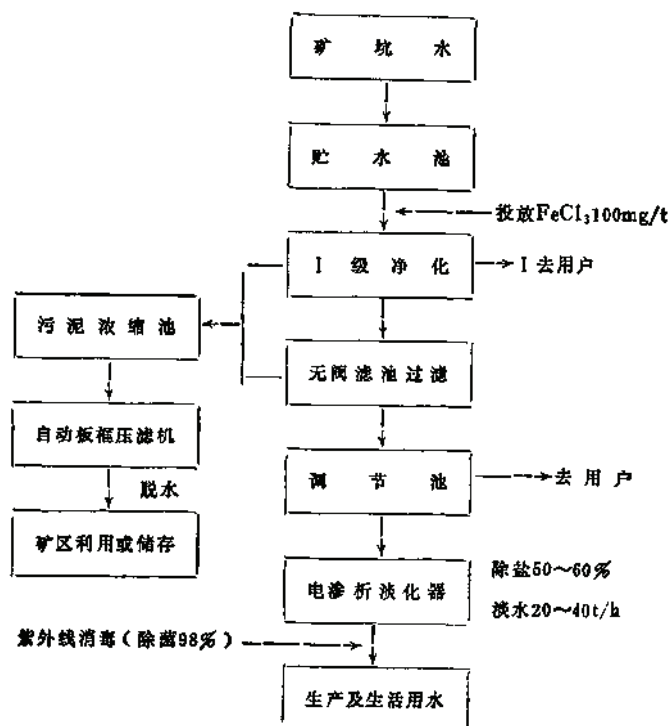


图 3-11-10 矿坑水处理工艺流程示意图

第十二章 地下水及地表水监测

编写单位 化学矿山规划设计院

编写人 孙增辉 陈白桥

12.1 监测站网的设立

12.1.1 监测目的与任务

监测的目的是:

- (1) 为掌握在采矿排水或矿床疏干的影响下, 矿区地下水及地表水动态变化规律;
- (2) 为矿山生产安全而进行矿坑水害的预测和治理, 以及矿井延深和扩建积累必要的水文地质资料。

主要观测对象是地下水, 其次是与地下水活动有关的气象及地表水的动态变化。

监测的任务是:

- (1) 了解地下水与地表水或气象因素之间的关系、各含水层之间的水力联系、断层的导水性以及矿山突水的水源等;
- (2) 掌握矿井涌水规律和疏干效果;
- (3) 为以水文地质比拟法或相关分析法进行矿坑(井)涌水量计算, 提供可靠的参数;
- (4) 积累地下水动态资料, 为矿山防治水提供依据。

12.1.2 监测站网的设立原则

12.1.2.1 监测站(点)的种类

按监测对象、内容和项目的不同, 把监测站(点)分为: 气象监测站、水文监测站和地下水动态监测站等。

12.1.2.2 站(点)的设立原则

1. 气象监测站

在下列情况下, 可设立矿山气象监测站(点):

- (1) 以大气降水为主要充水来源的露天开采矿山;
- (2) 采矿崩落区大气降雨严重渗入的地下开采矿山;
- (3) 由于排水疏干引起岩溶塌陷的矿山。

大气降水不直接影响矿坑充水的矿山, 可不设气象监测站, 必要时可收集矿区附近气

象站资料即可。若矿区附近无气象站或附近气象资料不能代表该区降水特征时,也必须建立一个以观测降雨量为主的简易气象站。

2. 地表水监测站

(1) 对分布或流经该矿区,而且对矿坑充水有影响的溪流、河流、湖泊、水库、大型塌陷积水坑等,只要原来未曾设置观测站(点)者,均应设置水文观测站(点)。

(2) 测站数量的多少,以能满足控制采区或塌陷渗漏区的流入水量和流出水量的要求为原则。

3. 地下水动态监测站

(1) 矿床水文地质条件简单的矿山^①,以利用勘探阶段所设动态观测点和矿山排水点为主,另外针对矿山具体情况,对可能影响矿山安全的地段设点观测。

(2) 矿床水文地质条件中等的矿山,除对勘探阶段保留下来的观测点继续观测外,对尚未控制到的,或由于采掘工程使水文地质条件发生变化的各个有代表性的地段,均应增设新的监测站(点)。

(3) 矿床水文地质条件复杂的矿山,为保证监测资料在时间、空间方面都具有较强的可比性、连续性和完整性,就要求建立一个比较完善的监测网。

(4) 凡在矿区采掘范围内出现的涌水点,均应进行流量观测,当流量小于 $0.51/s$ 时,可分区段汇流观测,当流量大于 $1 l/s$ 且稳定期超过一个月时,均应成为长期观测点。

(5) 对各项采掘工程施工中新出现的涌水点,雨季时涌水量剧增和重现的旧涌水点,以及由于地层岩体不稳固而又未搞好安全处理的涌水点,均应安排短期观测,以便确定其补给状况和发展趋势。对15日后涌水量仍无大幅度衰减者,应转为长期观测点。

12.1.2.3 监测网的构成

地质勘探阶段已经建立起一定数量的地表水及地下水监测站(点),在矿区开发过程中仍应充分利用。监测工作不仅要监测矿区地下水天然流场的动态变化,而且根据矿区开发的需要可以有效地监控采矿影响下的地下水流场动态变化规律。根据矿区水文地质特征和矿区开发的需要,合理地布设气象监测站、地表水监测站和地下水监测站(点),把各类监测站(点)的布设和观测项目的确定有机地联系起来,组成完整的监测系统和观测网。获得在时间和空间上连续、完整的地表水和地下水的监测资料。为矿山建设和生产的安全、水害的预测与治理提供资料。

12.1.3 监测项目的确定

每个矿山在选择观测项目时,既要考虑当前的实际问题,也要考虑矿山发展的长远需要。一般情况下可根据本矿区的水文地质条件的复杂类型和矿山基建和生产阶段来确定。观测项目的选择可参见表3-12-1。

① 见附录3.3《矿井巷工程施工及验收规范》(GBJ213-79)“水文地质条件分类”。

矿山气象及水文动态监测项目选择表

表 3-12-1

类别	观测项目	矿区水文地质条件复杂程度				备 注		
		简 单	中 等		复 杂			
			偏简单	偏 复 杂				
气象观测	降雨量	定期向气象站收集	(△)(○)	△	○	1. 地下水位受气压影响较大的矿区, 可适当开展气压观测。 2. 以围堤和调洪水库防水, 并受风浪影响较大的矿区, 才需开展风速风向观测 3. 若矿区处在附近气象站观测范围内, 矿山不必另立观测站		
	蒸发量			△	(○)			
	气温			△	(○)			
	相(绝)对湿度			△	(○)			
水文观测	河(渠)流速流量	(△)		△	○	1. 因地表塌陷和明显的“天窗”补给的矿区, 才开展地表水渗入量观测。 2. 水质、水温、含砂量应根据供水环保和防治水工程的需要而确定		
	地表水渗入量				(△)(○)			
	河流、湖泊水位及洪水位		(△)	△	(○)		△	○
	水质、水温		(△)(○)	(△)(○)	(△)(○)			
地下水动态观测	地下水位(孔、井)		△	△	○	1. 一般情况下, 所有矿山都需开展 2. 采用降压措施开采的矿区应侧重坑内水压长期观测		
	坑内水压			△	(○)		△	(○)
	地下水流量	排水量	△	○	△		○	
		矿坑总涌水量	(△)	(△)	△		○	
		突水点涌水量	(△)	(△)(○)	△		○	
		泉流量			△		(○)	△
温度	钻孔(井、泉)温度			(△)	△	(○)	据防水、探水和水文地质科研需要而定	
	涌水点、围岩温度			△	(○)	△		(○)
	水质		排水水质	○	○	△		(○)
排水含砂量			(△)	(○)	(△)	(○)		

说明: △——代表基建期必须开展的工作;
 ○——代表生产期必须开展的工作;
 (△)或(○)——代表根据矿山实际需要而开展的项目。

12.2 气象监测

12.2.1 气象站址选择

(1) 观测场地尽可能选在四周空旷、平坦而又不受局部地形、地物、气候条件影响的地方。

(2) 观测场地不应选在山顶、陡坡、低洼地、丛林旁、农田水利设施范围内以及高大建筑物旁等地方。

(3) 一般障碍物与观测地边缘的距离, 至少不能小于障碍物本身高度的两倍。

(4) 当选址受客观条件限制达不到上述要求时, 要求可酌量放宽, 尽可能放在较开阔

而风势较弱的地点,但也要满足如下的要求:当降水成倾斜时,周围物体不致于挡住雨水落入雨量器中,而障碍物上的雪又不致于掉入雨量器内。

(5)观测场面积:若仅设一种雨量器时,面积为 $4 \times 4 \text{ m}^2$;若同时安装雨量器及自记雨量计时,其面积为 $6 \times 4 \text{ m}^2$;综合观测场地面积为 $10 \times 12 \text{ m}^2$ 。

12.2.2 观测内容及要求

观测项目的选择要考虑矿山发展的需要,常用项目有降雨量、气温、蒸发量、相(绝)对湿度、气压和风速风向。

12.2.2.1 降水量观测

(1)一般只测记降雨、降雪、降雹的水量。

(2)降水量记至 0.1 mm ,不足 0.05 mm 的降水不做记载,时间记录要求至分钟。

(3)每日降水以8时为界,从本日8时至次日8时的降水量为本日的降水量。降雨之日,每天要检查一次,发现故障应尽快校核储水罐内的雨水量。

(4)汇总每日总降雨量、降水日数、一日最大降水量,编制降水量直方图、日降水量统计表,并需提供有代表性的不同历时的暴雨过程曲线、降雨强度、暴雨频率等资料。

12.2.2.2 蒸发量观测

一般矿区不必开展这项工作,但对要采用水均衡法校核涌水量时,并需作贮排平衡计算的露天开采矿山,在基建阶段应开展蒸发强度(液面进行)观测。

(1)观测仪器:矿山一般使用口径 80 cm 的蒸发器为宜;安装时仪器要保持水平,安放位置要高出地面 0.7 m ,仪器附近应无遮挡。

(2)观测方法与要求:一般可采用容量法或称量法。测定工作通常在上午8时进行,蒸发用水应保持清洁,冰冻期需注意倒出器皿中的存水。

(3)观测精度应读至 0.1 mm 。

(4)日蒸发量(E)计算法:以 80 cm 蒸发器测量结果为例。

$$E = (h_i - h_o) - P \quad (3-12-1)$$

式中 P ——每日累计降水量, mm ;

h_i ——加入的水深, mm ;

h_o ——吸出的水深, mm 。

当蒸发量出现负值时,一律作“0”处理。

12.2.2.3 气温观测

(1)一般采用DWJ型双金属温度计较为方便。

(2)仪器要安放在百叶箱内,以防阳光直接照射,并需定期用标准温度计(精度达 0.2°C)校核原记录。

(3)观测精度要求到 $\pm 1^\circ\text{C}$ 。

(4)资料整理:利用已修正的日记气温曲线,登记每日最高、最低温度,求其平均值,并标记在矿区水文地质长期动态变化曲线上。

12.2.2.4 相对湿度观测

(1)一般配合矿区蒸发量的观测进行。采用DHJ₁₁型湿度计为宜,观测精度应读至±5%。

(2)用百分比(%)表示,只取整数。

以上各项气象观测的具体要求,应按国家气象局现行的有关规程执行。

12.2.3 提交成果

(1)原始资料:各项目观测资料要求按时间顺序分别装订成册,并注明观测仪具的名称、型号、规格及放置高度,以及观测处的地面标高。

(2)绘制气象要素随时间变化关系曲线图。

(3)编制降水量与矿坑(井)涌水量变化关系曲线图。

12.2.4 仪器配备

简易气象观测站仪具配备见表3-12-2。

气象观测仪具配备表

表3-12-2

观测项目	名称及型号	规格	适用范围	数量
降雨量	雨量器	口径20cm		2 个
	雨量杯			
	量筒			
	虹吸雨量计			1 台
	自记雨量计			
蒸发量	E-601型蒸发器			2 台
	带套盆蒸发器	80cm		
	蒸发器	20cm		
气温	DWJ型双金属温度计			2 个
	干湿球温度计		适用于气温高于-10℃时	
	水银温度计		适用气温>-36℃	
	酒精温度计		可用于<-36℃	
湿度	毛发湿度表		用于气温低于-10℃时	2 支
	通风干湿表		适用于无法用百叶箱的困难条件下	
百叶箱	大		高 宽 深(mm) 612 × 460 × 460	1 个
	小		537 × 460 × 290	

注:本表不包括备用品的数量。

12.3 地表水监测

12.3.1 监测站(点)位置的选择

(1)需作径流流量观测的水流,对于小流域的矿区,测点应选择在地质构造有利于地下迳流,渗入或排泄河段的上下游;对于汇流面积广、流量大或地表积水多的矿区,测站可根据防渗的要求布置。

(2)河流、溪流、引渠的观测站,应设立在其出入矿区或采区、含水层露头区、地表塌陷区及支流汇入点的上下端。

(3)对用河床断面流速法测量流量的河段,要求选在河道顺直、稳定、水流集中、控制条件良好、无阻流杂物、无回水现象的地段。顺直长度,一般不小于洪水时主河槽宽度的3~5倍。当用堰测流量的溪流段,要求来水速度不大于 0.5m/s ,具有形成非淹没式自由流所需的落差条件。

(4)对山区河流,在保证测验工作安全的前提下,尽可能选在急滩、卡口等控制断面的上游,尽量避开变动回水、急剧冲淤变化、分流、斜流、严重漫滩等不利影响,避开可能妨碍测验工作的地貌、地物、结冰河段,且必须避开容易形成冰塞、冰坝的地点。

(5)对水库、湖泊水位观测站,应设于岸坡稳定、具有代表性、便于放置观测设备、便于观测的地方。

(6)测站应埋设断面标志桩、断面桩、基线及固定水尺。水尺的零点或校核水位基准点的标高,应作不低于三等水准测量。

12.3.2 观测内容及要求

12.3.2.1 水位观测

(1)一般观测内容有水尺读数、计算日平均水位、每日出现的高低潮位。

(2)观测精度读至 0.01m 。用水尺测量时,每日要在同一时间观测;用自动水位计时,每周检查一次。上下比降断面的水位差小于 0.2m 时,比降水尺水位可读记至 0.005m ;对基本辅助水尺水位,有特殊精度要求者可读至 0.005m 。

(3)观测时间:一般每日一次,但雨后或洪水期应适当增加。另外当采掘工作接近或通过地表水体之下,或通过与地表水有可能发生水力联系的断裂带时,观测次数根据具体情况适当增加。

12.3.2.2 流量观测

(1)一般测流方法有流速仪法、浮标法或堰测法等。其选用原则是:保证所用方法的观测精度能满足查明河段渗漏强度的要求;测流方法及其所需要的仪器设备的选择,应保证安全、经济,而且便于使用及保养。

(2)观测次数应根据控制水流历时变化特征的需要来确定。总的要求是能准确推算出逐日流量和各项特征值。对于水位与流量已有稳定函数关系的测站,每年观测不少于15次。对全年中的典型时段(如平水期、洪水期、枯水期),要加密测流次数,对每次较大的洪水过程观测次数不少于3~5次。

(3)具体施测方法,可参照现行水文测验手册中的具体规定执行。

12.3.3 设备及仪器

(1)一般水位观测只用水尺及自动水位计,见表3-12-3。

(2)流量观测仪器:流速仪见表3-12-4。

地表水位观测设备表

表3-12-3

设备名称	型 号	主要技术性能	用 途	生产厂家
水 尺	直 立 式	构造简单,观测方便	航运浮运不危害水尺的测站	
	倾 斜 式	应固定在岩岸坡		
	矮 桩 式		用于不适应直立式水尺的测点	
	基 桩 式		用于有坚固陡岸、桥梁的地方	
日记式水位计	SW ₁₀	记录时间:一天 水位变幅: <10m 浮筒直径: 200mm	自动记录江、河、水库等水位变化过程	重庆水文仪器厂
日记式水位计	SW ₄₀₋₁	记录时间:一天 浮筒直径: $\phi 70\text{mm}$ $\phi 100\text{mm}$	适用于农田灌溉和地震处观测地下水水位	重庆水文仪器厂
月记式水位计	SWY ₂₀	记录时间: 31d 水位变幅: <10m 浮筒直径: 200mm	用于无人管理的水位观测站	重庆水文仪器厂
电传水位计	DS-3	记录时间:一天 水位变幅: <10m	用于江、河、水库等建立静水井设备的测站	重庆水文仪器厂
超声波水位计	SB-2	水位变幅: 0.5~9.99m 可直接测时水位	可不建测井测壅江、河、水库泥沙等水位	重庆水文仪器厂

当洪水期因受设备性能及条件的限制或结冰期的影响而不能采用流速仪时,可采用浮标法。当水深小于0.16m时,可改用小浮标法测定。

12.3.4 成果提交

(1)水位观测应随时整理和摘选有代表性的水位曲线,测算测站间的水面比降。

(2)测流成果包括:

实测成果统计表;

垂直流速分布曲线;

水道断面和流速横向分布图;

渗漏对比测站流量变化曲线;

绘制洪水淹没及最高水位线;

绘制湖、水库等的积水范围及水深;

计算有关河段的漏水量。

流速仪型号及技术数据表

表 3-12-4

设备名称	型 号	测量范围 (m/s)	工作水深 (m)	说 明	生产厂家
旋浆式流速仪	LS10	0.1~4.0	>0.1	计数器另购 适用于常年径流量较大的河段 和ZLS-I型显示器配合使用	重庆水文 仪器厂
	LS12	0.05~7.0	>0.1		
	LS20	0.03~5.0	0.2~40		
	LS25-3	0.04~10.0	0.2~40		
	LS25-1	0.06~5.0	~24		
	LS25-1A	0.2~5.0	~24		
旋杯式流速仪	LS68	0.2~3.5	>0.2	计数器另购 适用于断面宽流速小的河段 适用于浅水河流、明沟、径流实验站和 水工试验室	重庆水文 仪器厂
	TS68-2	0.02~0.5	>0.2		
	LS43	0.015~0.5	0.05~0.5		
	LS45	0.015~0.5	0.05~1.00		
	LS78	0.02~0.5	>0.2		
直读式流速仪	ZLS-I	0.20~50	~24	可以自动计算直接显示时段的平均流速	
	ZLS-II				
	显 示 器	0.2~10.0			
	ZSX-I	0.2~3.0			
	ZSX-II	0.2~3.0	~24		

12.4 地下水监测

12.4.1 地下水监测任务及内容

12.4.1.1 任 务

(1) 及时掌握涌水量变化与排水、疏干漏斗发展关系, 监测矿床疏干效果, 并为完善矿床防治水设计, 提供基础资料。

(2) 及时掌握开拓区水位降低情况, 以指导矿井基建和矿房回采工作安全进行。

(3) 加深对矿区水文地质条件的认识, 进一步验证矿区的水文地质条件, 为解决勘探阶段遗留问题积累资料。

(4) 掌握矿坑充水途径的变迁情况, 监视地表水体补给强度的变化。

(5) 为新采区的探放地下水, 确定安全边界与开采范围、预测突水可能性等, 提供必要的水文地质依据。

(6) 为矿井延深或扩大疏干范围、预测矿坑涌水量提供基础数据。

12.4.1.2 内 容

地下水监测内容有水位、水压、涌水量、水温、水质以及与地下水活动有关的工程地

质现象等。主要对象有：泉、井、钻孔、淹没矿井及生产井巷等。

12.4.2 建站的一般要求

(1) 建站前必须编写包括观测项目、观测层位、钻孔深度、钻孔结构、施工要求、止水方法、止水要求、孔口装置以及管材选择等内容的详细设计。

(2) 矿区地下水观测，必须把各个观测站（点）组成一个完整的观测网。

(3) 地下水观测点的分布要与水文观测网协调一致，对与矿井安全关系密切的观测项目，要求采用自动记录仪进行连续观测。

12.4.3 监测站（点）的布设原则

(1) 一般监测站（点）应布置在矿坑充水来源地段。如：开采设计范围内影响矿坑充水的含水层、岩溶发育区段、构造破碎带、接触带、老窿积水区；地表水体与矿坑间以及由于采矿影响可能成为矿坑充水因素的含水层等；勘探期间尚未查明可能对矿坑充水有影响的区段。

(2) 进行预先疏干和采用帷幕注浆，防渗漏防治水的矿区监测站（点）的布设，观测孔控制到疏干与堵水区的外围，以检验治水效果和监控地下水对采矿的影响。

(3) 观测孔组成的观测剖面，应控制不同水文地质单元和动态变化特征不同的区段。一般矿区，观测剖面不得少于两条；水文地质条件复杂的矿区不得少于三条；每个剖面2~3个观测点。

观测剖面线的组合形式，一般有“L”、“T”、“+”、“++”或放射状等几种形式。各矿区具体布设形式的选用，视本矿区水文地质特征而定。

(4) 在有河流通过的矿区，观测剖面应沿地下水流向或垂直河谷方向布设。当剖面横切几条河流时，观测点应布设在溪流、湖泊、水塘、洼地的边上。

(5) 监测地下水流向时，应布设在有代表性的地段，并使观测孔构成三角形观测网。

(6) 观测点不应设置在居民多、用水和排水量大的地段以及能影响观测资料异常的地段（如排水装置地段、监测水质点应避开污水流经地段等）。

(7) 尽量利用地质勘探阶段已设置的地表水及地下水监测设施。地下水监测要利用一切可供利用的地下水天然或人工露头。利用地质钻孔时，尽量避免采用小口径和泥浆钻进孔。

12.4.4 监测内容及要求

12.4.4.1 地下水位（压）监测

1. 注意事项

(1) 地下水位观测点，应以长期观测钻孔为主，并尽量利用被淹没矿井、不常用的民井以及能反映岩溶含水层水位的落水洞或落水井等。

(2) 当矿区内同时有几个含水层时，应分层观测水位。一个观测孔揭露几个含水层时，可分别设管、止水分层观测水位。

2. 观测孔分类及布设要求

(1) 采区边缘孔：布置在距开采边界50m的地段内。当分期开采和露天开采阶段下降

时,应充分利用上部坑道或露天台阶重新布孔,使观测孔不远离采区。当采区与不均匀含水层接触边界较长时,除剖面上的边缘孔外,尚应沿边界加密观测孔。加密的孔距,在岩溶含水层为50m,孔隙、裂隙含水层为100m。

(2)中圈孔:孔位应设在勘探或设计所预测的疏干漏斗水力坡度发生转折地段。

(3)外围孔:布设在补给边界和影响边界的附近,掌握降落漏斗发展方向及预测塌陷区的扩展范围。

(4)安全监测孔:孔位可根据塌陷区的安全问题,不稳定的补给区和起重要阻水作用的构造、岩脉、岩层等隔水边界的分布状况来确定。这些地段中的勘探评价孔,应保留1~2个钻孔作为长期观测孔。

3.观测孔设计及质量要求

(1)口径:一般口径应大于91mm,终孔口径不得小于75mm。需安装自记水位计的钻孔,口径应大于110mm,若动水位埋深大于50m时,口径要求大于150mm。

(2)井壁结构:井壁地层为稳固基岩的观测孔,可采用裸露井壁;井壁地层为不稳定岩层或松散岩系时,必须安装套管和过滤器,过滤器的孔隙率应大于10%。

(3)观测第四系以下含水层水位时,对第四系岩层需下护壁套管,严格止水,止水类型宜用水泥或粘土止水。

(4)对观测孔孔口的固定测点、地面标高,均应作四级水准测量和座标测量。

(5)孔口需加盖、上锁或安装保护装置。

(6)只有抽水单位涌水量大于0.1l/s.m、注水单位吸水量大于0.5l/s.m或注水水头抬高1m后,水位能在2h内完全恢复的孔、井才能作为长期观测点。

(7)观测孔的孔深,必须低于疏干时该点的最大降深水位;靠近疏干钻孔泄水点(或坑内泄水点)的观测孔,其深度必须保证在泄水点的标高以下,透水性良好的岩溶、裂隙等漏水地段。

(8)观测孔孔斜要求每100m不大于 2° ,自记观测孔孔斜为 1° 。

4.水位观测要求

(1)观测时间见表3-12-5。

主要测点的观测工作,应与矿区长期观测网的其它项目同步进行,一般要求在同一天内施测完毕。

(2)观测精度:水位埋深在50m以内、观测精度为 $\pm 1\text{cm}$ 。大于50m者,观测误差应小于 $\pm 0.05\%$ 。

(3)每年观测一次孔深的变化。

5.设备及仪器

地下水位观测设备及仪器见表3-12-6。

6.提交成果

(1)把每个测点的水位埋深及标高、水位变幅等记录,分别装订成册,并注明该站出现各种事件。

定期校核自记站记录曲线的走时、水位,并标记水位标高,每年记录装订成册。

(2)应提交的成果:

地下水位变化曲线图;

矿区地下水动态观测时间间隔表

表 3-12-5

观测项目	观测点名称	基建期及淹井恢复期			生产期			补勘扩大范围及洪水期			发生淹井灾害期		
		I	I	II	I	I	II	I	I	II	I	I	II
地下水位	采区边缘孔	5	1	连自 续记	10	5	5	5	1	连自 续记	包括井筒在内每10分 钟观测一次至水位稳定		
	中围孔		1~5	1		15	10		1~5	1			
	外围孔		5	1		30	30		5	1			<0.5
	塌陷区		1	连自 续记		30	15		10	连自 续记			<0.5
	隔水边界孔		5	5			30		5	5			<0.5
地下水流速	矿坑总涌水量	5	1~5	1自 日记	10	5~10	5自 或记	10	1~5	自记		连续或自记	
	矿坑排水量	5	5	自记	10	5~10	自记	10	1~5	自记			
	放水孔及重要水点		1	1		5			1	1			
	泉流量		5	5		30			5	5		5	5
水温	钻孔	按矿山实际需要而定											
	涌水点	同上											
水质	排水点	同上											
	涌水点	同上											
	排水含砂量	按需要而定											
备注	I—水文地质条件简单类型；II—中等类型；III—复杂类型；表中数字单位为每次观测间隔的天数												

地下水位观测设备及仪器表

表 3-12-6

名 称	型 号	主要技术性能	用 途	生 产 厂
轻型电 测水位计	SW100—I	测量深度 100m 电极尺寸： $\phi 12\text{mm}$ 长20mm	适用于钻孔、井长期观测水位之用	保定探矿 机械 厂
三用电导仪	DWS	测温范围0~50℃ 最大误差-0.2~+0.8℃ 仪器质量2kg	可连续测量井（孔）中地下水的水位、水温、 矿化度。宜于在环境温度-5~50℃应用	上海地质 仪 器 厂
自记水位仪	红旗—I	自记日期一月 记录精度 $\pm 1.5\text{cm}$ 直径 $\phi 70$ 、 $\phi 50$ 井口直径不小于 $\phi 89\text{mm}$	适用于连续具频繁变化的（孔）水位观测或 多孔抽水时观测孔水位的观测	上海地质 仪 器 厂

矿区地下水等水位线图（每月一次，1:2000~1:5000）；

疏干漏斗剖面图；

各中段的疏干边界图（1:1000，根据生产需要）。

在矿床疏干稳定阶段，上述资料可改为每季提供一次。

12.4.4.2 地下水流量观测

地下水流量观测对象，除对未疏干的含水层泉点外，主要是矿坑（井）的涌水点的流量。

1. 涌水量观测站（点）的布设及位置选择

（1）涌水量观测站（点）分固定站和临时站两种。在一般情况下，矿井的每一个开采阶段，每一阶段的不同开采翼、不同开采层，疏干石门或水文地质条件复杂的开采区域，或某些重要的水点（长期涌水的大突水点、放水孔等），都要设立固定站，长期进行涌水量测定。采掘工作面的探放钻孔、一般出水点、井筒新揭露的含水层等，通常都设置临时站测定涌水量。

（2）重要水点附近、水文地质条件复杂区域、排水井的下游、疏干石门水沟的出口处或各主要含水层水沟的下游、不同开采翼大巷水沟入水仓处等，都是设站（点）的位置。还有如巷道或回采工作面在地表水体、上覆强含水层、老窿积水区以下通过地段；或穿越导水构造带、岩溶发育带和接触带等处（见图3-12-1）。

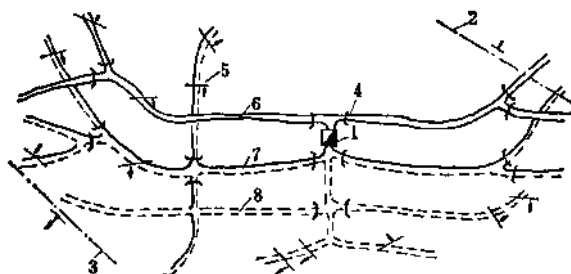


图3-12-1 某矿坑道和矿坑水动态观测网分布综合平面图

1—中央矿井；2—主要逆断层；3—南逆断层；4—坑内动态观测点；
5—含水裂隙的产状要素；6、7、8—一、二、三水平巷道

（3）大巷水沟设站处3~5m内的水沟要顺直，断面要规格，沟底坡度要均匀，流水要通畅稳定。特别是大巷入水仓处的测站，要远离水仓口20m以外，避开紊流段。测站处要用油漆书写站名并设有明显的标志。

2. 观测时间

一般按表3-12-5规定的时间观测，雨季应加密观测。

竖井一般每延深10m，斜井每延长20m，测定涌水量一次。每新揭露一个含水层，每封完一次水，虽不到规定的测水距离，也要及时测定涌水量。

3. 观测方法

1) 容积法

适用于 $Q < 11/s$ 时的短期测点，计量充水时间不应少于20s，按下式计算。

$$Q = \frac{V}{t} \quad (3-12-2)$$

式中 Q ——涌水量, m^3/s 或 m^3/h ;

V ——量器容积, m^3 或 l ;

t ——流满水桶所需时间, h 或 s 。

当测定顶板渗水时, 可用塑料布接水汇入容器, 按上式计算水量。通常重复测定三次, 取其平均值。

在井筒开凿时, 常利用迎头水窝来测涌水量。其方法是: 用水泵将井底水窝内的水位降低一部份, 然后停泵, 测量水头升高到一定位置所需时间, 按下式计算。

$$Q = \frac{FH}{t} \quad (3-12-3)$$

式中 F ——水窝断面积, m^2 ;

H ——水位上升高度, m ;

t ——水位上升时间, h 、 min 或 s ;

Q ——涌水量, m^3/h 、 m^3/min 或 m^3/s 。

当井巷淹没时, 也可用此方法测定涌(突)水量。

2) 浮标法

适用于有规则排水沟和大流量的短期观测点。测水沟上下游过水断面平均值(F)及浮标流经两断面距离(L)及所用时间(t)按下式计算:

$$Q = \frac{L}{t} FK \quad (3-12-4)$$

此法简单易行, 涌水量较大时效果较好。由于水沟的粗糙程度和通风的影响, 计算时常乘以水面流速系数 K (当水深为 $0.3 \sim 1.0\text{m}$ 时, K 值取 $0.55 \sim 0.77$; 断面很粗糙时取 $0.45 \sim 0.65$, 很光滑时取 $0.8 \sim 0.9$; 当水深大于 1.0m 时取 $0.78 \sim 0.85$)。

注意事项: 浮标漂流总时间一般不能短于 20s , 如果水流很大, 可酌情缩短, 但最少不得 $<10\text{s}$ 。

浮标数量一般每次2个, 重复测两次, 两次漂历时间差, 不得超过 10% 。

3) 堰测法

按堰口形状分为三种, 见表3-12-7。

注意事项:

堰板四周不能漏水;

堰的口缘应尖锐, 没有缺口与凹痕, 堰刃口应朝向下游;

堰下游水位应低于堰槛, 以保持射流下空气能自由流通;

三角堰堰口角度为 90° ;

梯形堰堰口边坡 $1:0.25$ 。

4) 流速仪法

适用于水量较大的矿井中。此法使用方便, 适应性好, 精度高。测流时断面位置要选择 在巷道比较规则平直、水流比较平稳的区段上。计算公式如下:

堰测法计算公式表

表 3-12-7

堰板种类	适用范围	计算公式	符号说明
三角堰	适用于 $h = 5 \sim 30\text{cm}$ $Q < 500\text{l/s}$	$Q = c h^2 \sqrt{h}$	Q —流量 l/s ; h —过堰水位, cm ; B —堰口底宽, cm ; C —三角堰测法的摩阻系数, 确定方法见表 3-12-8
梯形堰	$B = 20, 40, 42, 60, 64\text{cm}$ $h = 25 \sim 150\text{cm}$	$Q = 0.0186 B h \sqrt{h}$	
矩形堰	堰口窄于水沟时	$Q = 0.01838 (B - 0.2h) h \sqrt{h}$	
	堰口与水沟一样宽 $B = 20, 40, 60\text{cm}$ $h = 5 \sim 30\text{cm}$	$Q = 0.01838 B h \sqrt{h}$	

摩阻系数表

表 3-12-8

$h(\text{cm})$	C	$h(\text{cm})$	C
< 5.0	0.0142	15.1~20.0	0.0139
5.1~10.0	0.0141	20.1~25.0	0.0138
10.1~15.0	0.0140	25.1~30.0	0.0137

$$V = K n + C \quad (3-12-5)$$

$$n = \frac{N}{T} \quad (3-12-6)$$

式中 V ——流速, m/s ;

K ——仪器的倍常数;

n ——旋杯转速, r/s ;

N ——旋杯总转数, r ;

T ——相应的测速历时, s ;

C ——仪器的摩阻系数(见表 3-12-8)。

用水流速度 U 乘以过水断面 S , 即得涌水量。

$$Q = V S \quad (3-12-7)$$

5) 水泵有效功率法

利用水泵铭牌排水量和它的实际效率来换算涌水量, 一般实际效率只有铭牌的 95%。

6) 流量计法

观测矿井总涌水量时, 根据本矿井总涌水量大小、排水水质和排水方式等情况, 选择合适的流量计进行观测。

4. 观测仪器及设备

根据不同测法选择仪器和设备: 容积法需用秒表和量水桶; 堰测法根据水量大小选择各种不同规格和型号的堰箱和堰板; 流速仪法可参考表 3-12-4, 流量计法见表 3-12-9, 选用适当的仪器测流。水泵有效功率法不用专门仪器, 利用原有的排水设备即可。

流量计法测流设备

表 3-12-9

型 号	适用管道 公称口径 (mm)	常用流量范围m ³ /h适用条件					生产厂家	备 注
		最大	额定	最小	工作压力 (Pa)	输送介质		
LXS50~100 旋翼浸式水表	50	15	10	0.4	10×10 ⁵	清 水	天津市自 动化仪表 三厂	
	80	35	22	1.10	10×10 ⁵	同 上		
	100	50	32	1.40	10×10 ⁵	同 上		
	150	100	63	2.40	10×10 ⁵	同 上		
LXL型水平 螺翼式水表	200	600	300	12	10×10 ⁵	同 上	同 上	
	300	1500	750	35	10×10 ⁵	同 上		
	400	2800	1600	60	10×10 ⁵	同 上		
LWC型插入式 涡轮流量变送 器	100	200	100	20	25×10 ⁵	同 上	同 上	XSF-40型与XSJ-461型 积算频率仪配用
	150	300	200	40	25×10 ⁵	同 上		
	200	360	250	50	16×10 ⁵	同 上		
	300	600	450	120	16×10 ⁵	同 上		
	400	1200	700	220	16×10 ⁵	同 上		
LD型电磁流量 变 送 器	50	14	7	3.5	16×10 ⁵	油 水 或 泥 浆 均 可	同 上	清流程流量值可设定为20~ 10m/s任意数值。 表中所列为1m/s的流量与 LDZ-1型转换器配用
	80	36	18	9	16×10 ⁵			
	100	56	28	14	16×10 ⁵			
	150	128	64	32	10×10 ⁵			
	200	220	114	55	10×10 ⁵			
	250	360	180	90	10×10 ⁵			
	300	480	240	120	10×10 ⁵			
	400	880	440	220	10×10 ⁵			
LDF型耐磨电 磁流量变送器	20	2.26	1.13	0.57	16×10 ⁵	同 上	同 上	与LDZ-1型转换器配用被 测液体电导率>10~5 (Ω/cm)
	25	4	2	1				
	80	36	18	9				
	100	56	28	14				
	150	128	64	32				
孔板流量计	153	80	46	35	22	20×10 ⁵	清 水	可 自 行 加 工
		100	85	60	38			
		120	141	100	63			
	203	120	117	85	52	20×10 ⁵		
		140	173	125	77			
		180	242	175	108			

5. 资料整理及提交成果

(1) 涌水量统计: 首先把不同层位、地段测得的涌水量长期观测资料汇总, 然后统计各阶段不同层位的总涌水量的动态变化及矿井总涌水量的动态变化。

(2) 编制矿井充水性图: 充水性图, 一般以比例尺 1:1000~1:5000 的井巷工程平面图为底图编制。对范围大、阶段多的矿井可分区或阶段编制。

对水文地质条件复杂、含水系数大于 5 的矿井, 要求每季编制一次; 含水系数 2~5 的矿井, 每半年编制一次(分丰水、枯水期); 含水系数小于 2 的矿井, 但具有水害威胁的每年编制一次; 无水害的可不必编制。

一般矿井充水性图应包括如下内容: 井巷揭露含水层的地点、标高和面积; 井下涌水或曾经涌水的地点、涌水日期、水压、水质、涌水量和涌水特征(一般填写最近一次数据); 防治水工程位置, 如防水矿岩柱、防水闸门、挡水墙、超前探水涌水孔及疏干放水孔等; 老窿及被淹井的积水范围和积水量; 矿井排水设施的分布情况、数量、排水能力及矿坑排水流经路线; 充水断裂、强岩溶带、接触带及裂隙带的位置, 大小及导水性; 各段岩矿层的富水性及隔水层的分布状况等。

(3) 编制涌水量与有关因素的关系曲线图, 常用关系曲线如:

涌水量——单位巷道长度关系曲线图;

涌水量——单位采空面积关系曲线图;

涌水量——随开采深度变化曲线图;

涌水量——大气降水量变化关系曲线图。

12.4.4.3 矿区水质观测

1. 水质观测的目的与任务

(1) 研究各种水源对矿坑充水的补给关系, 查明补给水源和补给途径的变化, 为矿坑水的防治提供依据;

(2) 研究矿坑水的侵蚀性, 为井巷构筑物, 机械设备等的防蚀工作提供资料;

(3) 观测矿区供水水源的水质变化, 为保护供水水源免受污染提供资料;

(4) 研究地下水中有用组份和有害组份的含量变化, 为矿坑水的综合利用和防止环境污染提供依据;

(5) 基建矿山及投产的头三年内, 对矿区主要水质观测点, 每月须取样化验一次, 以便确定水质变化规律和开采后的水质变化趋势;

(6) 水质良好而且变化稳定的正常生产矿山, 对其排水和供水水源每年至少要做 1~2 次检测。

2. 水质观测点位置选择

水质观测点的布设取决于井下涌水点的分布, 地面钻孔、井、泉的位置以及它们所代表的含水层层位。其位置如下:

(1) 矿坑排水点的总出口处;

(2) 在坑道内占总涌水量 5% 以上的涌水点;

(3) 水砂充填和水力采矿场的汇流水沟处;

(4) 水质异常及地热异常的涌水点;

(5) 位于矿坑充水主要径流方向上的钻孔;

- (6) 矿床底板承压含水层及可能与矿区含水层有水力联系的地表水体和泉水;
 (7) 采样点力求布设均匀, 一般主要含水层不少于三个点, 次要含水层1~2点;
 (8) 地表水取样位置应分布于矿石、废石、尾砂的堆放场及工业废水排放点的上下游, 并尽可能与流量测量位置一致。

3. 水样采集的技术要求

1) 采样的一般要求

- (1) 坑内涌水点采样时, 应尽量靠近出水点, 以免炮烟、粉尘混入;
 (2) 坑口排水点采样时, 应在排水沟内收集, 以利于抽水时混入的空气逸出;
 (3) 钻孔采样时, 放水孔和涌水孔可在孔口接取; 孔内取样要用定深取样器在已确定的进水部位采集。

采样位置确定后, 固定不变, 每次观测都在相同部位采集, 以利对比。

2) 含不稳定成份水样的采集要求

含不稳定成份水样的采集要求见表3-12-10。

3) 采样数量及存放时间

简分析样: 500~1000ml; 全分析样: 2000~3000ml; 综合分析样(包括特殊项目): 5000ml; 细菌分析样: 500ml。清洁的水: 容许存放72h; 稍受污染的水: 容许存放48h;

含不稳定成份水样的取样法

表3-12-10

不 稳 定 成 份	取样数量 (l)	处置方法及稳定剂数量	注 意 事 项
侵蚀性CO ₂	0.25~0.30	加2~3g大理石粉	同时取筒(全)分析样
总硫化物	0.3~0.5	加10ml1:3磷酸铝溶液或加2~3ml25%的磷酸锌溶液和1ml4%的氢氧化钠溶液	称水样(带瓶子)的重量
铜、铅、锌	1.0	加5ml1:1盐酸溶液	所用盐酸不应含有欲测的金属离子, 严防防止砂土颗粒混入
铁	0.5	淡水加15~25ml磷酸-磷酸缓冲溶液(pH=8); 矾水及酸性水加5ml1:1硫酸溶液及0.5~1.0g硫酸亚	如水样混浊, 需迅速过滤, 再按左列手续进行
溶解氧	0.3	加1~3ml碱性碘化钾溶液, 然后加3ml氯化锰, 摇匀密封。当水样含有大量有机物及还原物质时, 首先加入0.5ml溴水(或高锰酸钾), 摇匀放置24h, 然后加入0.5ml水杨酸溶液, 再按上述手续进行。	事先称取样瓶的容量, 取样时注意瓶内不应留有空气, 并记录加入试剂总体积和水温
氰化物	0.5	每升水中加2g氢氧化钠固体	保持冷藏, 尽快送运分析
酚化物	0.5	同 上	同 上
氟	1.0	加0.7ml浓硫酸酸化	同 上
镉	2~3	加4~6ml浓盐酸酸化	
铀	0.5~1.0 (荧光法)	盐酸酸化	比色法需取2~3l
汞	0.1	用预先抽成真空的玻璃扩散器取样, 无扩散器时, 可用干净的带磨口玻璃塞的玻璃瓶	样瓶内不应留有空气, 详细记录取样时间, 避免搅动水样

受污染的水：容许存放12h；细菌分析的水：容许存放4h。

4. 水质分析项目及误差检查

1) 水质分析项目

(1) 简分析：包括水的物理性质(温度、色、口味、气味、透明度)、 HCO_3^- 、 SO_4^{2-} 、 Cl^- 、 NO_2^- 、 NO_3^- 、 Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 、 $\text{Na}^+ + \text{K}^+$ (差减法)、游离 CO_2 、pH值、总硬度、暂时硬度、永久硬度及总矿化度等。

(2) 全分析：包括水的物理性质(温度、色、口味、气味、透明度)、 HCO_3^- 、 SO_4^{2-} 、 Cl^- 、 NO_2^- 、 NO_3^- 、 CO_3^{2-} 、 F^- 、 Br^- 、 I^- 、 K^+ 、 Na^+ 、 Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 、 Fe^{2+} 、 Fe^{3+} 、 Al^{3+} 、 NH_4^+ 、 Cu^{2+} 、 Pb^{2+} 、 Zn^{2+} 、游离 CO_2 、侵蚀 CO_2 、 H_2S 、可溶性 SiO_2 、pH值、耗氧量、总硬度、暂时硬度、永久硬度、焙干残渣、灼热残渣等。

(3) 生活用水：包括水的物理性质、肉眼可见物、pH值、 Cl^- 、 SO_4^{2-} 、 HCO_3^- 、 CO_3^{2-} 、 NO_2^- 、 Fe^{2+} 、 Fe^{3+} 、 Mn^{2+} 、 Cu^{2+} 、 Zn^{2+} 、 Pb^{2+} 、 As^{3+} 、 Se^{4+} 、 Hg^{2+} 、 Cd^{2+} 、 Cr^{6+} 、氟化物、氰化物、放射性物质、挥发酚类、农药(DDT、乐果等)、阴离子合成洗涤剂、游离性余氯、耗氧量、溶解氧、细菌总数、大肠菌类及杂菌。

(4) 工业用水：pH值、重碳酸盐碱度、游离 CO_2 、 Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 、 Cl^- 、 SO_4^{2-} 、总硬度、暂时硬度、永久硬度。

(5) 特殊项目分析：通常是在总结矿区水质变化规律之后，再根据矿山需要提出某项元素或多项元素组份的分析。

2) 水质分析结果审查

(1) 阴、阳离子毫克当量总数在理论上应该彼此相等，但在化验分析实验中，因各种原因会产生误差。简分析的分析误差不得超过5%，全分析不得超过2%。相对误差X可用下式计算(钾、钠离子为直接测定)：

$$X = \frac{\sum K - \sum A}{\sum K + \sum A} \times 100\% \quad (3-12-8)$$

式中 $\sum K$ ——每升中阳离子毫克当量总数；

$\sum A$ ——每升中阴离子毫克当量总数。

(2) 总含盐量与溶解固体的审查：溶解固体的计算结果与实测结果相差不应超过5%，当含盐量小于100mg/l时，可允许相差10%。

总含盐量 = $\sum A + \sum K$ (毫克当量/升)

$$\text{溶解固体} = \sum K + \sum A - \frac{1}{2} \frac{\text{HCO}_3^-}{61.02} \quad (\text{毫克当量/升})$$

(3) HCO_3^- 、游离 CO_2 含量与pH值的关系如下：

$$\text{pH} = 6.37 + \lg C_{\text{HCO}_3^-} - \lg C_{\text{CO}_2}$$

式中 $C_{\text{HCO}_3^-}$ —— HCO_3^- 含量，mg/l；

C_{CO_2} ——游离 CO_2 含量，mg/l。

计算出来的pH值与实测值之差,不应大于0.1,最大不得超过0.2。

(4) HCO_3^- 、 $\text{Ca}^{2+} + \text{Mg}^{2+}$ 、 $\text{HCO}_3^- + \text{SO}_4^{2-}$ 的关系,一般关系如下: $[\text{HCO}_3^-] < [\text{Ca}^{2+} + \text{Mg}^{2+}] < [\text{HCO}_3^- + \text{SO}_4^{2-}]$ (毫克当量/升)。如果不符合上述关系式,则应将分析结果与该种水质的其它分析结果相比较,进一步鉴别水质分析的正确性。

(5) 总硬度、碱度与离子间关系: $\text{Ca}^{2+} + \text{Mg}^{2+}$ (毫克当量/升) = 实测总硬度 (毫克当量/升) 误差不应超过1毫克当量。当有永久硬度时, $(\text{Cl}^- + \text{SO}_4^{2-}) > (\text{K}^+ + \text{Na}^+)$; 总硬度 > 总碱度; 暂时硬度等于重碳酸根离子的含量。无永久硬度时, 总硬度 = 暂时硬度; 总硬度 < 总碱度。

(6) 高耗氧水中, 透明度小, 色度大, 否则即含大量亚铁盐或硫化氢。

(7) 天然水中如无 NO_3^- , 则亦不含 NO_2^- 。

5. 资料整理及成果提交

1) 资料整理

按观测点把逐次水质分析结果填入“水质分析成果汇总表”; 对分析成果进行水质物理化学分类, 并评价水质变化趋势, 编制主要离子“水化学玫瑰花图”。

2) 提交成果

每年按测点水质分析结果编制“测点水化学成份变化曲线图”、矿区水化学特征分布图或剖面图 (比例尺 1/1000 ~ 1/5000)、标志元素含量变化曲线图或等值线图; 提供水温观测成果表; 对有热异常的矿山, 还需编制矿坑各阶段等温线平面图、地温剖面图和钻孔井温与地温梯度曲线图等; 必要时应提交“矿区水化学观测报告书”。

12.4.4.4 含砂量观测

1. 观测点的位置选择

观测水量、水温、水质的观测点, 若发现地下水浑浊, 就要进行含砂量测定, 尤其是岩溶矿区更应加强观测。观测点数量及位置视本矿区具体情况及观测要求而定。

2. 观测时间

一般观测时间间隔10d左右, 雨季增加观测次数; 疏干试验期间, 间隔30min至4h。

3. 观测方法及设备

(1) 比色法: 利用不同浑浊度目测水样的含砂量, 用于鉴别需否进行含砂量测定。

(2) 沉淀量高法: 含砂量较小时适用。水样注入量筒, 加明矾搅拌后静止一定时间, 测其沉淀高度, 计算含砂量。可在预先试验得出沉淀高度与含砂量的关系曲线上查得。

(3) 简易密度计法: 含砂量大于 $10\text{kg}/\text{m}^3$ 时, 预先用密度计测定配制好已知含砂量的水样, 绘制密度计读数和含砂量的关系曲线。

观测时, 用量筒取水样, 摇匀后, 测得密度计数, 再用曲线查得含砂量。

(4) 干砂百分质量法: 采一定质量的水样, 烘干称得砂质量, 计算干砂的百分质量。

(5) 主要仪具有比色管、量筒、天平、密度瓶、密度计、烘干箱等。配备数量视其观测点的数量和观测期限的长短而定。

4. 提交成果

提交矿区内各观测点地下水含砂量测量结果汇总表。

第十三章 矿山防治水设计技术经济评价

编写单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院

编写人 李玉山 林 参

13.1 矿山防治水设计经济评价的特点和要求

13.1.1 防治水设计经济评价的主要特点

矿山防治水技术措施是保证矿山正常和安全生产的必要手段,同时也是进一步提高矿山企业经济效益的有效途径。在进行矿山防治水设计方案的技术经济评价时,不但要对设计方案本身在技术上和经济上的可行性作出可靠的评价,而且要对防治水措施在提高矿山总体经济效益上所起的重要作用作出全面系统的分析论证。

实践证明,矿山采取了有效的防治水措施后,采场在人工疏干条件下的无水采掘作业同未经疏干的自然状态下有水采掘作业相比,后者因受水害而增加的生产经营费用往往要比前者用于防治水工程的总费用(包括工程投资和直接经营费)还要多。也就是说,矿山采取了适当的防治水措施后,给采掘工作带来的经济效益,有时要远远大于防治水措施本身所支付的工程投资和直接经营费用。这种情况在我国矿山开采实践中,无论是露天开采或地下开采的矿山都不乏实例。

例如山东黑旺露天铁矿在1976年以前未采取疏干与防渗措施时,采场最低工作水平的采掘工作均在水中作业。据统计,其设备效率、材料消耗、运输作业和劳动条件等各方面均与上部工作水平的无水作业有很大差别。其中,在有水条件下的穿孔效率约降低50~60%,炸药消耗增加0.68~1.41倍,雷管消耗增加1.72~3.21倍,导爆线消耗增加1.00~4.82倍,防水套消耗增加3.70~10.62倍,挖掘机工作效率降低约24~60%。同时有水作业给采场运输工作带来了许多严重的危害,包括线路下沉,维护困难,矿车经常掉道,翻车事故增加,冬季含水物料在车箱内冻结,造成废石卸载困难,影响排土效率等等。此外,采场劳动条件也相当恶劣,采场工人长期在水中作业,职业病患大量增加。

又如大冶东露天铁矿采用采场底部井巷排水措施以后,起到了预先疏干的作用,采场内基本上实现了无水作业,取得了良好的经济效益。据统计,每年可节省台阶超深穿孔进尺约30000m,防水炸药约300t,仅此两项每年即可节省经营费用约75万元,而全部井巷排水工程总投资仅402万元,大致相当于5~6年时间即可回收全部工程投资。此外,疏干措施对露天边坡稳定性的提高也有良好作用。据岩石力学试验表明,采场上盘边坡大理岩在未疏干时的抗剪断强度为 $60 \times 10^5 \text{ Pa}$,疏干后可提高到 $74 \times 10^5 \text{ Pa}$ 。由于边坡岩体在疏干后的强度和稳定性均有所增强,其最终边坡角亦可相应提高。经初步估算,若采场最终边坡角提高 2° ,就可减少上盘废石剥离量约240~260万 m^3 。

上述实例充分证明,矿山防治水措施不但是保证矿山安全生产的必要手段,而且它本

身也具有显著的经济效益。但是,防治水措施的工程投资及其效益又不同于一般生产项目的工程投资,而是具有与企业环保工程投资相类似的如下两个特点:

(1)防治水措施的工程投资是矿山企业项目总投资的一个组成部分,但又不是直接用于矿山某一相对独立的生产项目的投资,而是为保证矿山安全正常生产和最大限度地提高企业经济总效益的一项必要措施的投资。

(2)矿山防治水措施的工程投资一般不产生直接的经济效益,而是以间接效益的形式蕴含于矿山开采的各生产环节中,有时还表现为某些非数量化的无形效益或社会效益反映在矿山周围地区的环境地质、水文与工程地质、生态平衡以及地下水资源平衡等各个方面。

13.1.2 防治水设计经济评价的基本要求

根据防治水措施工程投资与效益的上述特点,在进行项目经济评价时,在评价的内容与深度上应满足如下要求:

(1)由于防治水措施的投资只是矿山企业总投资的一部分,因此在进行投资与效益分析时,只需考虑工程的直接投资和直接经营费用,而不考虑其相关项目的间接投资与费用。同时,也不需要对该项投资的筹措计划、清偿能力和获利能力进行全面的经济分析与评价。

(2)由于防治水工程投资一般不产生直接的经济效益,因此在进行效益-费用分析时,必须充分考虑防治水措施给矿山采掘作业各环节带来的间接效益和其它社会效益。

(3)对于防治水措施给矿山及其周围地区带来的某些非数量化的无形效益,可作为定性因素来加以分析。

(4)在进行防治水措施的技术经济评价时,不仅要从保证矿山安全生产的角度来分析采取防治水措施的必要性和可行性,而且要从最大限度地提高矿山企业经济效益的角度,对矿山是否需要采取专门的防治水措施进行深入的经济分析和论证。特别是对某些水文地质条件并不很复杂,从生产安全角度来看并不一定要采取专门的防治水措施,但从提高企业经济效益和防止因地下水资源破坏而导致某些不良社会影响考虑,却有可能需要采取专门防治水措施的矿山,更应通过深入细致的分析论证后作出抉择。

(5)防治水技术方案的确定,必须根据需求和可能,从实际情况出发,通过多方案的比较、优选和论证后提出切实可行的最优推荐方案。方案比较可按各个方案所含的全部相同因素和不同因素计算绝对经济效益,进行全面的技术经济对比,也可以只就其不同因素计算其相对经济效益,进行局部的技术经济对比。但应注意保持各个对比方案的可比性。此外,还应注意在采用不同计算指标进行对比时,导致出现相反结论的可能性。

13.2 矿山防治水设计的经济评价方法

防治水设施是指专门用于矿山防治水技术措施的各项工程建设项目,包括地表和地下的各种防水、排洪、截流、疏干、防渗、排水、监控等工程设施,以及相应的供电、管线、装备等。不包括利用采矿工程兼用于防治水工作的工程设施。

对于防治水专用设施的经济评价一般可通过项目投资的总经济效益、项目的年总效益、年总费用、净总效益、效益费用比以及水害总损失等指标的计算,并应用费用-效益

分析方法对防治水措施的费用与效益进行详细的分析对比后作出评价。

对于某些非数量化指标和社会效益,可作为定性因素进行适当的分析与评价。

综合防治水措施带来的矿山经济效益和非数量化的社会效益,进行全面分析,最终作出防治水措施总效益的评价结论。

13.2.1 防治水设施项目投资的总经济效益计算

总经济效益(E_c)是矿山达到设计规模正常生产年份时,防治水措施的净收益与它的总投资之比,其表达式为:

$$E_c = \frac{\sum_{i=1}^n B_i - C}{I} \quad (3-13-1)$$

式中 B_i ——为防治水措施在第*i*个项目中的效益($i=1, 2, \dots, n$), 万元;

C ——防治水设施的年经营费, 万元;

I ——防治水设施的总投资, 万元。

总经济效益(E_c)为一静态指标,可反映出防治水设施投资效益的好坏程度,所计算的 E_c 应与设定的基准收益率(i_c)相比较,当 $E_c \geq i_c$ 时,所拟定的防治水方案就是可接受的。

13.2.2 防治水措施的费用效益分析

费用效益分析是防治水措施经济评价中最常用的一种评价方法,它是通过计算项目的净总效益和效益费用比等评价指标来衡量所拟定的防治水措施方案的经济合理性。

按静态计算的项目年净总效益(E)和年效益费用比(R)的表达式分别如下:

$$E = B - C = \sum_{i=1}^n B_i - C \quad (3-13-2)$$

$$R = \frac{B}{C} \quad (3-13-3)$$

按动态计算的年效益费用比(R')的表达式如下:

$$R' = \frac{B}{P \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^{n-1}} + A} \quad (3-13-4)$$

式中 B ——年总效益,即项目取得的年社会总效益,包括防治水措施给矿山采掘作业各环节带来的各项间接效益和可计量的各项社会效益, 万元;

C ——年总费用,即项目的等额年总成本,它等于由防治水设施的投资换算出来的等额年成本与防治水设施的等额年经营成本之和, 万元;

i ——利率, %;

n ——服务年限, 年;

A ——等额年经营成本, 万元;

p ——投资现值, 万元。

当计算的 $E > 0$ 或 $R' > 1$ 时, 所拟定的防治水措施方案就是可接受的。当几个不同的防治水方案均可接受时, 应优先考虑 E 值和 R 值最大的方案, 但同时也应考虑各方案所产生的非数量化社会效益的大小, 从实际情况出发, 权衡利弊, 择优选取。

13.2.3 防治水措施的非数量化指标和社会效益分析

矿山防治水措施可能给矿山生产和社会环境带来的非数量化效益和社会效益主要反映在如下一些方面。

(1) 改善生产劳动条件, 防止和减少安全事故, 促进劳动生产率提高;

减少潮湿作业的职业病, 提高劳动生产率;

杜绝或减少因突然涌水使矿井受淹、生产中断而造成的经济损失;

防止或减少露天边坡塌方或井巷工程片帮、冒顶事故等。

(2) 改善设备作业条件, 促使生产成本降低;

有效的防治水措施可提高软地基强度, 防止或减少在砂层、软土等松散土层上作业的汽车、挖掘机的陷车、陷铲事故; 对有轨运输可以减少因路基不均匀沉降而造成的翻车、掉道事故;

可减少因地下水造成炮孔坍孔和因泥水渗入造成的排土场塌方事故等。

(3) 控制或减少矿坑污水对环境的污染, 并使周围环境受益;

控制或减少污染矿区附近河水、农田, 给农业、渔业以及周围环境带来的公害造成的损失;

控制或缓解由于矿山开采对地下水进行深降强排造成矿区周围地下水资源的破坏及工农业、生活用水矛盾, 并可以控制或减少供水补偿的经济损失。

(4) 控制或减轻在矿床开采过程中因进行地下水深降强排而引起的地面塌陷对矿区周围环境的破坏程度和经济损失。如因毁坏大量农田、水利设施和青苗而支付的赔偿费; 因破坏周围民用、工业、交通建、构筑物等而支付的损失费和房屋搬迁费等; 因恶化矿区工程地质条件, 造成矿山额外增加的土建工程基础处理费用等等。

在矿山防治水经济评价中, 对以上非数量化的指标和社会效益, 在矿山开采设计阶段, 往往是无法用货币价值进行衡量的, 因此应根据每项措施的具体情况, 进行深入的分析研究, 并作出定性评价, 以作为综合评价时的重要依据。

13.2.4 防治水措施的综合经济效益评价

在进行了以上防治水措施的矿山经济效益指标计算并对防治水措施在改善生产作业条件、保证生产安全和促进生产效率提高等方面的非数量化指标以及防治水措施所带来的社会效益进行了深入的分析以后, 就可在此基础上全面衡量防治水措施的综合经济效益, 最终得出是否可行的评价结论。

在进行综合评价中, 必须从防治水措施创造的矿山经济效益高低出发, 兼顾其它效益。但是, 在矿山防治水工程设计实践中, 有时会出现以下情况, 即尽管防治水工程的矿山经济效益较好, 然而社会效益不佳, 甚至会给环境带来严重的不利影响, 而最终予以否

定。因此,对于各项评价结果,必须进行全面分析和综合评价,为防治水措施的决策提供可靠依据。

13.3 矿山防治水方案的经济效益比较

当通过上述经济评价,认定矿山必须采用防治水措施时,在具体防治水设计中,还应进一步进行多方案比较,以便根据择优原则,选定经济上合理和社会效益良好的最佳防治水方案。

在矿山防治水多方案的经济效益比较中,一般可通过计算静态差额投资收益率与差额投资回收期,或动态最小投资现值和最小等额年总成本等效益指标来进行方案比较。

13.3.1 静态差额投资收益率和差额投资回收期

静态差额投资收益率(R_0)是对比方案的年经营成本节约额与投资差额之比;静态差额投资回收期(P_0)则是 R_0 的倒数。它们的表达式分别如下:

$$R_0 = \frac{C'_1 - C'_2}{I_2 - I_1} \quad (3-13-5)$$

$$P_0 = \frac{I_2 - I_1}{C'_1 - C'_2} \quad (3-13-6)$$

式中 C'_1 、 C'_2 ——分别为两个对比方案的年经营成本(不含基本折旧),万元;

I_1 、 I_2 ——分别为两个对比方案的总投资,万元;

在方案比较中,常常遇到甲方案的投资高、经营费低,而乙方案的投资低、经营费高。在这种情况下就可以通过上述静态差额投资收益率和静态差额投资回收期两个指标来评价两个对比方案的经济效果。

13.3.2 最小总投资现值比较

现值比是把各对比方案在项目生产服务年限内的所有支出(如年经营成本)按基准收益率或设定的收益率换算为基准年的现值,再与初期投资现值相加,求出各方案的总投资现值(P_w)进行比较。

现值比的简化表达式(设投资为一次初始投资,逐年经营成本均相等,项目残值为零)如下:

$$P_w = A \cdot \frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n} + P \quad (3-13-7)$$

式中 i ——贴现率, %;

n ——服务年限, 年;

A ——等额年经营成本, 万元;

P ——投资现值，万元。

各比较方案中 P_w 值最小者为最优方案。当各比较方案的服务年限相同时，宜采用现值比进行计算。

13.3.3 最小等额年总成本比

成本比是把各对比方案在项目建设和服务年限内的所有投资支出，按基准收益率或设定的收益率换算为等值的差额年成本，再与等额年经营成本相加，求出各方案的等额年总成本（ A_c ）进行比较。

成本比的简化表达式（简化条件同现值比计算公式）如下：

$$A_c = P \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} + A \quad (3-13-8)$$

式中符号同前。

各比较方案中 A_c 值最小者为最优方案。各对比方案的服务年限各不相同，宜采用成本比的指标进行比较。此时需先求出各比较方案不同服务年限的最小公倍数，以此作为计算和比较的基础。

13.4 矿山防治水设施的经营费

经营费是矿山防治水设施在使用期间每年总付出的维持费用的总和。它包括直接经营费和折旧费两部分。

13.4.1 直接经营费计算

直接经营费包括设备运转和照明所消耗的电费、设备维修费、操作管理人员的工资及附加工资等费用组成。

13.4.1.1 电费计算

目前电费计算采取二部电价制，即基本电价系电力部门按用电单位的设备安装容量或总降压变电所变压器容量或最大需要量收取的电费；电度电价是根据用户单位实际消耗的电量收取的电费。电费一般按下式进行计算：

$$D = xA + Sj \times 12 \quad (3-13-9)$$

$$X = N_g T \eta \quad (3-13-10)$$

当设备较少时，也可按下式计算 x ：

$$x = N_z T \quad (3-13-11)$$

式中 D ——年电费，元；

x ——年电度消耗量， kWh/a ；

A ——每 kWh 电度电价，元；

S ——设备总容量，当由专设变压器供电时，按变压器容量计算（ kVA ）；当与其它系统的用电设备合用变压器供电时，则按设备总装机容量计算（ kW ）；

j ——基本电价，元，按每月 kVA 或 kWh 计；

N_g ——工作设备(不包括备用)的总装机容量, kW;

N_z ——工作设备的轴功率, kW;

T ——设备年工作时数, h/a;

η ——设备负荷率, 一般可取0.8。

根据电力部门规定: 凡用户用电变压器容量在100kVA以上, 或用电设备装机容量在100kW以上的工业用电称“大宗工业用电”, 对此项用电一律采用二部电价制; 用电设备容量在上述规定以下的工业用电为普通工业用电, 按相应规定收取电费。

13.4.1.2 维修费计算

维修费包括维修用材料、工资、动力等费用, 按单位基建投资乘以维修费率求得:

$$W = \frac{ma}{100} \quad (3-13-12)$$

式中 W ——各分项工程或设备的每年维修费, 万元;

a ——各分项工程的基建投资或设备费, 万元;

m ——各分项工程或设备的维修费率, %, 见表3-13-1。

13.4.2 折旧费计算

$$Z = \frac{na}{100} \quad (3-13-13)$$

式中 Z ——各分项工程或设备的每年折旧费, 万元;

a ——各分项工程的基建费或设备费, 万元;

n ——各分项工程或设备的综合折旧率, %, 等于基本折旧与大修折旧率之和, 见表3-13-1。

13.5 矿山防治水技术经济参考指标和资料

下列综合技术经济扩大指标可供矿山防治水技术经济评价和防治水设计方案比较时参考使用, 不能作为编制设计概算和确定企业投资的依据, 同时要结合当时当地的具体条件。

13.5.1 矿山地面防水工程

13.5.1.1 河渠防渗工程

由于各地区的材料、设备及人工工资的差异, 故使防渗工程造价也不尽相同。表3-13-2~表3-13-5是部分工程造价资料。

13.5.1.2 水库防渗工程

表3-13-6列出了青海省大通县莫合水库玻璃纤维油毡防渗工程规模、主要材料消耗

矿山防治水设施折旧费率和维修费率表

表 3-13-1

项 目		年 折 旧 率 (%)				年维修费率 (%)	
		耐用年限	基本折旧	大修折旧	综合折旧		
建 构 物	混凝土结构房屋		同矿山服务年限		2		0.5~1
	砖木结构房屋		同矿山服务年限		2		2
	输 水 管 道	无缝钢管及铸铁管	50	2	0.8	2.8	0.5
		焊接钢管	40	2.5	1	3.5	0.5
		钢筋混凝土管	40	2.5		2.7	
水 筑 工 建 物	土、石坝(堤)		80	1.25	0.25	1.5	
	隧 洞		50~100	1~2	0.25~0.5	1.25~2.5	
设 备	水 泵	300kW以上	30	3.2	7	10.2	15
		300~100kW	25	3.8	6	9.8	15
		100kW以下	20	4.8	5	9.8	15
		其它水泵(深井泵等)	10	9.6	6	15.6	15
	卷 扬 机	φ1.2m	15	6.4	2	8.3	5
		φ1.0m	10	9.6	2	11.6	6
电 气	高压输电线路		35	2.8	2	4.8	1
	低压输电线路		20	4.9	2.5	7.4	1
	变 压 器	300kVA以上	25	3.92	1.5	5.42	8
		300kVA以下	20	4.9	1.3	6.2	6
	电气及控制设备		25	3.8	2	5.8	
	配电设备		20	4.8	2	6.8	
	电 动 机	500kW以下	25	3.92	2.5	6.42	
		100kW以下	20	4.8	2.5	7.3	
		50kW以下	15	6.4	2.5	8.9	

青海省湟海渠沥青玻璃纤维布油毡渠道衬砌试验造价表

表 3-13-2

衬砌形式	施工日期 年	衬砌长度 (m)	衬砌厚度 (cm)	每平方米原 材料费用 (元)	每平方米接 缝材料费用 (元)	每平方米 铺砌人工 工资(元)	每平方米 铺砌运杂 费(元)	每平方米 铺砌总费 用(元)
明铺机制单层油毡	1980		0.15	1.20	0.05	0.10	0.10	1.45
明铺人工单层油毡	1980		0.15	0.90	0.05	0.10	0.05	1.10
埋藏式单层油毡3.5cm 水泥混凝土盖板保护层	1980		0.15	1.7~2.0	0.10	1.10	0.50	3.4~3.7
10cm厚水泥混凝土衬砌	1980	20	10	2.30		2.50	1.00	5.80

青海省湟海渠部分防渗工程造价表

表 3-13-3

衬砌方式	施工日期 (年)	断面面积 (m ²)	衬砌厚度 (cm)	造 价 (元)	
				每平方米	每 米
现浇沥青混凝土	1979	6.4	4~8	3.96	25.34
		8.0			31.68
	1980	6.4	4~6	3.25	20.80
		8.0			26.00
现浇水泥混凝土	1979	6.4	10	3.97	31.96
		8.0		4.91	39.56
浆砌石	1980	6.4	30	9.16	58.62
		8.0			73.26

西石门铁矿区马河人工防渗渠槽技术经济指标

表 3-13-4

项 目	每立方米费用(元)	每个工日铺砌效率(m ³)
防渗渠槽浆砌块石	41.53	1.4
渠槽干砌块石	20.49	1.6
渠槽玻璃丝纤维布防渗层	2 (每平方米)	
黄土防渗层	10.19	
铺筑碎石垫层	27.53	2.6
铺筑砂石垫层	27.38	3.8
浆砌卵石	44.61	1.2
渠槽沥青混凝土铺底	130.78	
混凝土衬砌防渗渠槽	118.06	25.6

注：表中指标为1984年初步设计概算指标。

陕西省冯家山北干渠沥青混凝土防渗指标

表 3-13-5

施工时间 (年)	铺砌范围		铺砌厚度 (cm)	沥青混凝土消 耗量(m ³)	工程总费用 (元)	每立方米沥青混 凝土造价(元)
	渠长(m)	边坡斜长 (m)				
1972	15	5	6	11.4	1281.8	110

冀合水库玻璃纤维油毡防渗指标表

表 3-13-6

项 目		指 标
防 渗 面 积	(m ²)	40000
铺土保护层面积	(m ²)	24000
混凝土板保护层面积	(m ²)	16000
主要材料消耗	沥 青	(t) 35.5
	水 泥	(t) 32.5
	土 料	(m ³) 4.5
	钢 材	(t) 4.0
	玻璃纤维布油毡	(m ²) 50000
	煤	(t) 35.0
	矿 粉	(t) 12.0
	油	(t) 7.0
每 平 方 米 造 价 (元)		4.01
各种费用占总工程 费用的比重 (%)	材 料 费	64.07
	碾 压 费	3.71
	运 输 费	8.06
	加 工 费	0.52
	电 费	0.12
	工 资	23.1
	管 理 费	0.42

及各种费用占工程总费用的百分比。

13.5.2 矿山疏干排水工程

13.5.2.1 矿山疏干排水主要技术经济指标

国内部分冶金、有色、煤炭、建材及核工业等部门矿山疏干排水的主要技术经济指标详见表 3-13-7。

国内部分生产和设计的矿山疏干排水工程主要技术经济指标综合表

表 3-13-7

序号	矿 山 名 称	矿山设计规模类型	矿 床 开 采			矿床水文地质类型及水文地质特征	矿坑涌水量 (m ³ /d)	疏干目的	疏干方法	疏干效果	技术经济指标				资料来源时间 (年份)
			开采方式	开拓运输	采 矿 方 法						吨矿排水量 (m ³)	吨矿排水电耗 (元)	吨矿排水量 (元)	吨矿排水电耗 (元)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
1	凡口铅锌矿	大型	地下	竖井 电机车	胶结 充填	矿床为岩溶充水复杂水文地质类型, 含水层岩溶发育, 矿坑涌水量大, 矿井疏干排水后, 地面塌陷造成地表水与地下水沟通	37000	防止基岩和生产中的突然涌水, 保证生产正常进行	浅部裂隙水与地下分阶段超前疏干相结合	1985年中 心部位水位下降122m, 疏干漏斗体 积1.6亿m ³ , 采场作业条件良好	18.00	0.195	3.51	1.472	1985
2	西石门铁矿	特大型	地下	竖井	无底柱分段崩落法	矿床为岩溶裂隙充水复杂水文地质类型, 中奥陶系石灰岩含水层, 厚度70~750m, K=29.62 m/d, 大气降水及马河渗漏补给矿区地下水	25000	降低地下水位, 保证采场作业安全进行	坑内巷道与放水孔疏干	水位降低 满足疏干设计要求	4.14	0.148	0.611	1.33	1985
3	五石法铁矿	中型	地下	斜井和竖井联合	无底柱分段崩落法	矿床为复杂水文地质类型, 含水层为中奥陶系灰岩, 厚度200m, 地下水位年变化幅度为70m	7000 ~ 15000	降低地下水位, 保证矿山安全生产	坑内降水孔及井下放水巷道联合疏干	地下水位已降到开采阶段以下	6.56	0.162	1.06	1.47	1985
4	湘潭锰矿 红壤井区	小型	地下	斜井	水砂充填	矿床以裂隙充水为主, 水文地质条件属中等复杂程度, 主要含水层为间接顶板硅质页岩, $q=0.15\sim0.19\text{ l/s}\cdot\text{m}$, $k=0.13\sim0.19\text{ m/d}$	1700 ~ 2000	防止硅质页岩含水层突然涌水、涌砂	地下丛状放水孔疏干	疏干效果良好	12.60	0.07	0.88	0.66	1980 ~ 1985

续表

序号	矿名称	矿山设计规模类型	矿床开采			矿床水文地质类型及水文地质特征	矿坑涌水量 (m ³ /d)	疏干目的	疏干方法	疏干效果	技术经济指标					资料来源时间 (年份)
			开采方式	开拓方式	采方法						吨矿排水费用 (元)	吨矿排水电耗 (kWh)	吨矿排水费用 (元)	吨矿排水电耗 (kWh)		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	
5	乐华锰矿 花亭矿区	中型	地下	下盘竖井	无底柱分段崩落法, 深孔、浅孔留矿法	矿层直接顶板为黄泥灰岩, 具有分布广, 厚度大, 岩溶发育、富水性等特点, 厚度86m, $q=1.31/s \cdot m$, $K=17.69m/d$	133457 (设计)	防止采矿突然涌水, 确保开采安全	地表降水, 孔疏干为主, 辅以负120m阶段地下疏干	疏干试验, 证明疏干效果好	62.90	0.12	7.55	1.0	1984 (设计资料)	
6	金岭铁矿 矿坑区	中型	地下	中央对角式竖井开拓	水平分段充填法、房柱法	顶板以陶系灰岩含水层呈脉长, 富水, 两端进水	40850	疏干降压, 保证采矿安全进行	坑内丛状放水孔疏干	疏干效果好	26.90	0.12	3.23		1986	
7	黑旺铁矿 矿坑区	小型	地下	对角式竖井开拓	有底柱分段崩落法	顶板奥陶系灰岩含水层呈脉状, 富水, 并有河水补给	24471	降低地下水位, 为采矿创造安全条件	坑内丛状放水孔疏干		53.84	0.05	2.69		1986	
8	原山铁矿	小型	地下	竖井和斜井开拓	房柱法	矿层奥陶系灰岩含水层为第四系砂页岩, 次要含水层为第四系砂页岩, 导水性具有方向性	21900 ~ 25000	为了安全生产	井下回阶疏干, 水平孔放水	效果一般	44.00	0.15	6.60		1986	
9	马庄铁矿	中型	地下	中央竖井开拓	崩落法	矿区主要含水层为中美陶系石灰岩, 次要含水层为第四系砂页岩, 导水性具有方向性	33500	为了安全生产	井下疏干	效果良好	40.76	0.08	3.26		1986	
10	金岭铁矿 矿坑区	中型	地下	中央竖井开拓	分段空场充填法	矿层奥陶系灰岩含水层, 富水, 具有方向性	22893	疏干降压, 保证采矿安全进行	以下层疏干为主, 辅以堵截		23.87	0.12	2.86		1986	
11	金岭铁矿 矿坑区	中型	露天转地下	斜井开拓		矿层奥陶系灰岩含水层, 富水, 具有方向性	25420	保障安全生产	坑内丛状放水孔疏干	效果良好	30.93	0.119	3.63	0.48 ~ 0.50	1980	

续表

序号	矿名称	矿山设计规模类型	矿床开采			矿床水文地质类型及水文地质特征	矿坑涌水量 (m ³ /d)	疏干目的	疏干方法	疏干效果	技术经济指标				资料来源时间 (年份)
			开采方式	开拓运输	采方法						吨矿排水量 (m ³)	吨矿排水电耗 (元)	吨矿排水材料费 (元)	吨矿排水电费 (元)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
12	七一五矿	小型	地下	斜井开拓		含水层为下寒武系炭质板岩, 断层裂隙承压水, 含水层厚度为38m, K=7.2m/d	6240	防止突然涌水, 保障安全生产	深井泵疏干	验证矿坑涌水量, 验证疏干井上部阶段疏干效果良好				0.33	1980
13	阳山铁矿	大型	地下	中央主斜井开拓	有底柱崩落法	矿床为顶板直接透水, 属水文地质条件中等—复杂的孔隙裂隙充水矿床, 第四系粘土卵石层含水层厚27.7~29.3m, K=0.27~2.5m/d, 部分地表水补给地下水	20700	降低水压, 防止涌砂, 保证安全	采用地面盲通式放水孔降压, 结合坑道丛状放水孔疏干						1986
14	书岗铁矿	中型				矿床埋藏在当地侵蚀基准面以下, 属水文地质条件简单—中等类型, 含水层为含水微弱的砂卡岩, 主要通过断层破碎带导水, 水温高以静压为主	3000	降低地下水压, 水温, 改善采掘作业条件	井巷疏干	达到了预期疏干目的					
15	水口山钨矿	中型	地下	竖井		矿区主要含水层为石灰岩层间破碎带, 含水层厚8~16m, K=35m/d, 其上部为矿层顶板含水层, 下部转为底板含水层	18000~36000	防止突然涌水	采用巷道和丛状放水孔疏干		26.2~53.2			2.2	1967~1973
16	鹤岗兴安煤矿	大型	地下	竖井		煤层上覆第四系冲积层, 其岩性为砂砾石, 含水丰富, 煤系地层含基岩裂隙水	20400	保证采掘作业安全	巷道疏干			4.1~9.328	0.36	1.4	1966~1972

续表

序号	矿 山 名 称	矿山设计 规模类型	矿 床 开 采				矿床水文地质类型 及水文地质特征	疏干目的	疏干方法	疏干效果	技术经济指标				资料来源 (年份)		
			开采 方式	井 开	采 运	采 方 法					疏干排水量 (m^3/d)	疏干排水费用 (元)	疏干排水电耗 (kWh)	疏干排水时间 (年)			
1					4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
17	煤炭坝	中 型	地 下	竖 井		长 壁	煤层顶板为长兴敦碎硬灰岩, 含裂隙潜水, 煤层底板茅口灰岩为主要含水层, 溶洞裂隙发育, 长兴硅质灰岩渗透系数为0.56~3.62 m/d, 茅口灰岩渗透系数为0.73m/d	保证生产安全					113 ~ 165			0.35 ~ 0.87	1971 ~ 1974
	煤 矿			斜 井		崩落法											
18	北碚河 铁 矿	特大型	地 下	竖 井		无底柱分 段崩落法	矿床为岩溶裂隙充水, 复杂水文地质类型, 中奥陶系石灰岩含水层分布广、厚度大、富水性强		巷道疏干				11 ~ 14.6			3.15	1975 (设计 资料)
19	石 炭 铜 矿	中 型	露 天	汽车运 输			矿床底板石灰岩、大理岩为主要含水层, 厚度为45m, $K=31.75$ m/d	防止突然涌水, 保障边坡稳定, 改善采矿作业条件	降水孔疏干	效果尚好			58.57	0.0413	2.42	0.21	1974
20	茂名油 页岩矿	大 型	露 天	电机车 运 输			主要含水层为第三纪黄牛岭砂岩, 直接覆盖在矿体上部, 含水层厚度69~100m, $K=2.5$ m/d	保障边坡稳定, 改善采矿作业条件	降水孔疏干	效果显著			1.64	0.12	0.19	0.65	1984 ~ 1985
21	大冶东 露天矿	大 型		电机车 运 输			主要含水层为大理岩及闪长岩, 含风化裂隙水及构造裂隙水, 含水层富水性弱, 补给来源不充沛			露天矿井巷排水工人在大理岩含水层中掘进, 感到了采场疏干作用, 改善了采场作业条件, 保障了露天采矿场边坡稳定性			0.82	0.235	0.23	1.62	1977
22	大冶西 露天矿	小 型		电机车 运 输				1500					0.55	0.272	0.15	2.4	1978

续表

序号	矿名	矿山设计规模类型	矿床开采			矿床水文地质类型及水文地质特征	矿坑涌水量 (m ³ /d)	疏干目的	疏干方法	疏干效果	技术经济指标					资料来源时间 (年份)
			开采方式	开拓运输	采方法						吨矿排水量 (m ³)	吨矿排水费用 (元)	吨矿排水费用 (元)	吨矿排水费用 (元)	每立方米排水用电耗 (kWh)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	
23	钟铁矿	小型	露天	汽车运输	汽车	主要含水层为第四系松散层, 含水层厚度6~10m, K=66.07~32.46m/d, 岩性为砂砾卵石层	14500~18000	提高边坡稳定性, 创造良好开采条件	降水孔疏干	水位降至19m标高, 达到了预期疏干目的						1981
24	姑铁矿	中型	露天	汽车运输	汽车	主要含水层为第四系松散层: (1)砂砾卵石含水层, 厚度10~12m, K=66.07~32.46m/d (2)中粗、中细及粉细砂, 含水层厚度8~13m, K=20.61~10.08m/d	99070 (设计)	提高边坡稳定性, 增强地基强度	直立式放水孔疏干效果良好		36		1.59			1981
25	平庄西露天矿	大型	露天	蒸汽机	汽车	主要含水层为砂砾、卵石层, 其厚度为8~15m, K=20~200m/d, 该层受大气降水和河水补给	8400	拦截阿尔干河水渗透, 保持稳定	截水巷道	效果好						1974
26	凹山铁矿	大型	露天	电机车运输		安山岩、粗面岩和闪长斑岩裂隙水, K=2.07~6.63m/d	7940~18500		巷道排水			0.204	0.14			1920
27	新浦磷矿	中型	地下	竖井	分层崩落	矿床属于第四系孔隙层充水, 为主的水文地质条件复杂类型, 矿体直接被中、细、粉砂组成的流砂层覆盖, 流砂层之上为厚8~10m的海相泥	3000~3500	防止流砂、淤泥渗入, 保证矿山安全生产	采取地表直立式放水孔将流砂层水灌入-50m阶段专用放水巷道中, 然后排出地表	效果良好	13	0.052	1.116	0.48		1986
28	阳春硫铁矿	小型	地下	斜井	分层崩落	充水岩层是以基岩裂隙水为主, 属水文地质、工程地质条件复杂的矿床	8200~12000	保证-20m阶段建设和生产安全	利用-70m阶段开拓巷道走向顶板含水层方向开凿放水硐室, 在放水硐室内再向顶板石砾灰岩含水层打丛状放水孔	效果良好	67	0.09	6.03	0.7		1986

13.5.2.2 国内部分矿山疏干排水工程投资及排水费用

1. 石炭铜矿降水孔疏干工程

1) 降水孔疏干工程设计投资

石炭铜矿降水孔疏干工程设计投资见表3-13-8。

石炭铜矿降水孔疏干工程设计投资表

表3-13-8

项 目	投 资 (万元)	各占百分比 (%)	备 注
凿井工程	111.4	61.59	疏干系统共施工34个降水孔, 安装34台深井泵, 每个降水孔工程投资为5.3万元 排水费不包括抽水试验费
设备及安装	28.5	15.93	
排水费	26.72	14.84	
水泵房	3.6	2.0	
动力配线	10.0	5.54	
合 计	180.22	100.0	

2) 深井泵排水费用

石炭铜矿深井泵年排水直接费用见表3-13-9。

石炭铜矿深井泵年排水直接费用表

表3-13-9

项 目	费 用	备 注
动力电费 (元)	295807	本表系1970年资料, 按年平均开动7台深井泵计算, 平均排水高度60m
生产工人工资 (元)	16824	
材料费 (元)	11400	
折旧费 (元)	40404	
年直接费合计 (元)	364435	
全年排水量 (10^4m^3)	882	
每立方米排水费 (元)	0.0413	

2. 大冶铁矿东、西露天采矿场深部井巷排水工程

1) 大冶铁矿东露天采矿场深部井巷排水工程

(1) 井巷排水工程设施

东露天采矿场深部井巷排水工程设在下盘大理岩中, 水泵房设在-50m水平, 安装8 DA-5型水泵9台, 每台水泵的额定排水量为 $345\text{m}^3/\text{h}$, 实际排水量为 $320\sim 340\text{m}^3/\text{h}$, 额定扬程165m, 实际扬程141m。电动机为JR137-4型, 300kW, 电压6kV, 排水主管 $\phi 400\text{mm}$ 两条, 井下贮水容积约 25000m^3 。

(2) 深部排水工程的实际投资及分项投资比例

东露天深部排水工程的实际投资及分项投资所占比例见表3-13-10。

(3) 东露天采矿场设计排水费用

东露天采矿场设计排水费用见表 3-13-11。

东露天深部排水工程实际投资表

表 3-13-10

项 目	投资额(万元)	各占百分比(%)	备 注
井 巷 工 程	324	81.20	地表截水沟投资为1、2、5号截水沟投资
地 表 截 水 沟	34	8.52	
水 泵	12.6	3.16	
排水管路及闸阀	15.6	3.91	
电气设施(配电板)	8.8	2.21	
提 升 设 施	4.0	1.00	
合 计	399.0	100	

东露天采矿场设计排水费用表

表 3-13-11

项 目	消耗总量(kWh)	费 用(元)	百分比(%)
生产工艺过程用电	7.12×10^7	594100	61.4
生产工人工资		28200	2.8
工资附加费		3700	0.4
折 旧 费		245900	25.4
修 理 费		76000	7.9
其 它		20000	2.1
合 计		967900	100
备 注	1.采用8DA-5型泵,实际扬程141m; 2.每立方米排水电耗1.6kWh; 3.正常年份排水量为448.6万m ³		

(4) 东露天采矿场历年排水费用及电耗

东露天采矿场1966~1977年的排水费用及电耗见表 3-13-12。

2) 大冶铁矿西露天采矿场深部井巷排水工程

(1) 井巷排水工程设施

西露天采矿场深部井巷排水工程布置在矿体下盘大理岩中,自采场西端地表掘斜井至-50m标高,沿下盘开凿集水平巷与泄水井巷相连接,在斜井下端开凿水泵房、水仓、配电井巷及配电硐室。设计选择200D-43×5型水泵5台,配用JS137-4型电机,电机容量260kW,电压6kV,水泵流量288m³/h,扬程204m。水泵平时1台工作,雨季2台工作,排水主管φ325mm 2条。

(2) 井巷排水工程设计投资

西露天采矿场排水工程设计工程量及投资见表 3-13-13。

(3) 西露天采矿场设计排水费用

东露天采场历年排水费用及电耗

表 3-13-12

年 度	工艺过程 用电费 (元)	生产工 人工费 (元)	工资附 加 费 (元)	折旧费 (元)	修理费 (元)	年排水 总成本 (元)	实际排 水 量 (10 ⁴ m ³)	每立方米 排水成本 (元)	实际耗 电 量 (万kWh)	每立方米 排水耗电 (kWh)
1965.5 ~12	58611	7000	770	149625	20000	236006	82.3	0.287	78.1	0.95
1967	119421	11000	1210	199500	30000	361136	167.6	0.216	159.2	0.95
1968	83329	11000	1210	199500	30000	325039	100.2	0.320	95.2	0.95
1969	165248	11000	1210	199500	30000	406958	231.9	0.175	220.3	0.93
1970	145781	11000	1210	199500	30000	387491	204.6	0.190	194.4	0.95
1971	118755	11000	1210	199500	30000	360465	166.7	0.216	158.3	0.95
1972	162191	11000	1210	199500	30000	403901	227.6	0.178	216.3	0.95
1973	226800	11000	1210	199500	30000	418510	262.0	0.179	238.0	0.91
1974	235600	11000	1210	199500	30000	477310	151.8	0.314	—	—
1975	226000	11000	1210	199500	30000	467710	219.9	0.212	239.0	1.08
1976	198800	11000	1210	199500	30000	440510	142.4	0.309	216.0	1.51
1977	438000	11000	1210	199500	30000	679710	238	0.285	388.2	1.62

注：上表是根据矿山历年实际资料经分析计算的。

西露天采场排水工程设计工程量及投资表

表 3-13-13

项 目	长 度 (m)	工 程 量 (m ³)	投资 (万元)	占投资百分比 (%)
斜 井	226	1347	7.41	7.1
车 场	92	1192	5.96	5.7
泵 房		713	4.25	3.9
变 电 所		440	2.64	2.5
水 仓		2358	11.8 ₀	11.3
-50m平 巷	336	2400	12.00	11.5
泄水井巷		2240	11.20	10.7
混 凝 土		600	6.00	5.8
防 水 门			5.00	4.9
铺 坑	650		3.00	2.8
设 备 费			17.51	16.8
管 材			5.00	4.9
临时工程及截水沟			5.50	5.2
未预见费			7.20	6.9
合 计			104.47	100

西露天采矿场设计计算的排水费用见表 3-13-14。

西露天采矿场设计排水费用表

表 3-13-14

项 目	消耗总量(kWh)	费 用 (元)	百分比(%)
工 艺 用 电	1330216	110410	73.5
工 资		8900	5.9
工资附加费		4100	2.7
折 旧 费		11400	7.6
修 理 费		11750	7.9
其 它		3140	2.1
合 计		149700	100
备 注	1. 根据矿石成本计算, 每一吨原矿所摊排水费为 0.15 元; 2. 每立方米排水电耗 2.4 kWh; 3. 正常年份排水量为 55 万 m ³		

3. 金岭铁矿铁山矿区排水工程

1) 地下排水设施

金岭铁矿铁山矿区地下排水采用潜没式泵房, 排水设备选用 14sh-6 型水泵, 水泵扬程为 100~140m, 流量为 850~1250m³/h, 水泵允许吸程 3.5m, 坑内排水实际扬程为 90m。1972~1973 年间, 矿坑涌水量为 3.0~3.41 万 m³。1973 年坑内矿石产量为 56 万 t, 上部露天矿矿石产量为 6 万 t。

2) 排水费用

金岭铁矿铁山矿区的排水直接费用及分项百分比见表 3-13-15。

铁山矿区排水直接费用表

表 3-13-15

项 目	每立方米排水电耗(kWh)		排水直接费用(元)		各占百分比(%)	
	1972年	1973年	1972年	1973年	1972年	1973年
材 料 费			0.003	0.004	7.32	9.52
排 水 电 耗	0.5	0.48	0.035	0.036	85.36	85.71
工资(包括附加工资)和修理费			0.003	0.002	7.32	4.77
每立方米排水费用合计			0.041	0.042	100	100

4. 凡口铅锌矿疏干排水工程

1) 疏干排水设施

凡口铅锌矿采用专用截水巷与坑内丛状放水孔相结合的超前疏干措施。其各排水阶段的排水设备能力见表 3-13-16。

凡口铅锌矿各排水阶段排水设备能力表

表 3-13-16

排水阶段标高(m)	水泵型号	台数(台)	扬程(m)	流量(m ³ /h)	电机功率(kW)
0	3B-200×4A	3	128~185	250~480	300
-40	3B-200×4A	4	128~185	250~480	300
	8DA-8×8	4	268~312	234~345	400
-80	3B-200×2	3	87~119	300~540	225
-160	8DA-8×9	7	301.5~351	234~345.6	500

2) 疏干排水工程投资

凡口铅锌矿疏干排水工程投资及占采矿部分投资的百分比见表 3-13-17。

凡口铅锌矿疏干排水工程投资表

表 3-13-17

矿山设计规模类型	投 资 (万元)			疏干排水工程投资占采矿总投资比例(%)		
	疏干工程	坑内排水工程	疏干排水工程合计	疏干工程	坑内疏干工程	疏干排水工程合计
大 型	327	235	562	9.19	6.61	15.8

3) 排水费用

凡口铅锌矿 1970~1973 年排水直接费用见表 3-13-18。

凡口铅锌矿排水直接费用表

表 3-13-18

项 目	1970年	1971年	1972年	1973年
材 料 费 (万元)	1.9	2.3	12.2	1.2
动 力 费 (万元)	35.2	121.0	140.8	180.6
工资及附加工资 (万元)	3.0	6.6	11.4	10.6
合 计 (万元)	40.1	130.9	164.4	192.4
年 排 水 量 (10 ⁴ m ³)	1801	1580	1426	1389
每立方米排水直接费用 (元)	0.025	0.083	0.115	0.139

5. 水口山铅锌矿排水主要技术经济指标

1) 排水方式及排水设备

水口山铅锌矿采用地下开采分段接力排水方式, 矿山已开采至十一阶段, 十、十一阶段设有临时水泵扬至九阶段, 九阶段转排至五阶段, 五阶段直接排至地表。

五阶段水泵房设有SSM 8×8 级水泵10台, 水泵扬程300m, 流量288m³/h, 电机功率440~500kW。五阶段水仓容积3800m³, 排水管为Φ426×8 mm焊接管3条。

2) 排水主要技术经济指标

水口山铅锌矿五阶段历年排水的主要技术经济指标见表 3-13-19。

6. 鹤岗兴安煤矿排水费用

水口山铅锌矿历年排水的主要技术经济指标表

表 3-13-19

年 度	主 要 技 经 指 标					
	年涌水量 (10^4m^3)	昼夜涌水量 (10^4m^3)	年排水电耗 (万kWh)	年排水电费 (万元)	每立方米排水 电耗(kWh)	每立方米排水 电费(元)
1967	654.5	1.8	1676	107.2	2.6	0.16
1968	984.5	2.7	2256	136.5	2.3	0.14
1969	1327.7	3.6	2958	189.1	2.2	0.14
1970	989.2	2.7	2056	144.2	2.1	0.16
1971	790.3	2.17	1720	114.8	2.2	0.15
1972	803.3	2.2	1782	114.8	2.2	0.14
1973	896.1	2.44	1680	122.9	1.8	0.11

注：五阶段排水扬程为229m。

1) 排水设施

鹤岗兴安煤矿采用地下开采方式，竖井开拓，一段排水，扬程150m。泵房设在90m水平，共设9台泵，其中АЯП-3×300型水泵4台（ $Q=240\text{m}^3/\text{h}$ ， $H=210\text{m}$ ），配440kW电机4台；3B-200×4型水泵2台（ $Q=390\text{m}^3/\text{h}$ ， $H=206\text{m}$ ），配440kW电机2台；DK400-200型水泵3台（ $Q=300\text{m}^3/\text{h}$ ， $H=240\text{m}$ ），配440kW电机3台。一般同时开动3台，共设五条管道，三条使用两条备用，管径为200mm无缝钢管。

2) 排水费用

鹤岗兴安煤矿排水费用指标见表3-13-20。

鹤岗兴安煤矿排水费用指标表

表 3-13-20

项 目		指 标	各占百分比(%)
材 料 费	修理配件费 (元)	5000	1.08
	油料、棉线费 (元)	1800	
	其它材料费 (元)	300	
排 水 电 费 (元)		578000	88.21
工资及附加工资 (元)		20000	3.05
折 旧 费 (元)		48150	7.35
车 间 管 理 费 (元)		2000	0.31
合 计 (元)		655250	100
每立方米排水费 (元)		0.088	
每立方米排水电耗 (kWh)		1.4	
吨煤排水费 (m^3)		4.1	

注：1.表中排水费系根据矿山提供的实际资料计算的；

2.吨煤排水量系按1974年资料计算，1974年总排水量为745万 m^3 。

7. 煤炭坝煤矿排水技术经济指标

1971~1974年间煤炭坝煤矿排水的技术经济指标见表3-13-21。

煤炭坝煤矿排水技术经济指标表

表3-13-21

年 度	年涌水量 (10^4m^3)	采吨煤排 水量(m^3)	昼夜涌水量 (10^4m^3)	采吨煤电耗 (kWh)	每立方米排水 电耗(kWh)	吨煤排水 耗电费(元)	采吨煤排水 电耗(kWh)
1971	6680	165	18.3	72.8	0.35	3.5	58.3
1972	6130	128	16.8	79.2	0.51	3.8	63.4
1973	6020	91	16.5	83.6	0.75	4.0	68.8
1974	5880	113	16.1	122.5	0.87	5.9	98.0

注：1.表中指标系煤炭坝煤矿四个矿井的综合技术经济指标，排水实际扬程高度为160~240m；

2.五寅冲和老山边矿井为一段排水，东风和竹山塘矿井为两段排水。

8. 黑旺铁矿排水量及耗电量指标

1) 排水阶段及排水设备

黑旺铁矿露天矿采用移动泵站排水。其各排水阶段的排水设备能力见表3-13-22。

黑旺铁矿各排水阶段排水设备能力表

表3-13-22

排水阶段(m)	水 泵 型 号	台数(台)	扬程(m)	流量(m^3/h)	电机功率(kW)
95	12D	4	92	790	300
110	12sh-9A 12sh-9B	13	43	684	135
120	12sh-9A 12sh-9B	9	43	684	135

2) 历年排水量及耗电量

黑旺铁矿1966~1973年历年排水量及耗电量指标见表3-13-23。

黑旺铁矿历年排水量及耗电量表

表3-13-23

年 度	排 水 量		耗 电 量	
	年排水量(10^4m^3)	采吨矿石排水量(m^3)	年耗电量(万 kWh)	每立方米排水耗 电量(kWh)
1966	2712	62	797	0.33
1967	2072	51	665	0.32
1968	5824	39	528	0.29
1969	1684	40	798	0.48
1970	1971	32	960	0.49
1971	1650	45	1200	0.72
1972	1536	27	1100	0.72
1973	2231	40	1410	0.63

9. 北铭河铁矿排水设计主要技术经济指标

1) 排水系统及排水设备能力

北铭河铁矿采用地下开采, 竖井开拓, 接力排水。在副井-50m水平设 $6.9 \text{万m}^3/\text{d}$ 排水能力的泵房; 在西风井-110m设 $4 \text{万m}^3/\text{d}$ 排水能力的半永久性泵房; 在中区-230m水平设两个 $0.9 \text{万m}^3/\text{d}$ 排水能力的泵房, 各泵房排水设备见表3-13-24。

北铭河铁矿各排水阶段排水设备一览表

表3-13-24

开采阶段标高(m)		-50	-110	-230	
泵房型式		永 久	半 永 久	永 久	永 久
排水方式		排至地表	排至地表	排至地表	排至-50m阶段
涌水量(m^3/d)	正 常	62000	69000	74000	
	最 大	86000	123000	138000	
设计排水能力(m^3/d)	正 常	40000	40000	40000	40000
	最 大	69000	69000	69000	69000
扬 程 (m)		333	393	513	180
水 泵	型 号	250D—60×8	250D—60×8	250D—60×10	250D—60×4
	台 数	9	5	12	9
	流量(m^3/h)	485	485	420	485
	扬程 (m)	440	440	600	222
电 机	型 号	JSQ1510—4	JSQ1514—4	JSQ1512	JSQ1410
	容量 (kW)	850	850	1050	500
	转数(r/min)	1485	1485	1485	1485
	电 压 (kV)	6	6	6	6
排 水 管	直径(mm)	400	400	400	400
	条 数	4	2	5	4

2) 排水主要技术经济指标

北铭河铁矿排水设计的主要技术经济指标见表3-13-25。

北铭河铁矿排水主要技术经济指标表

表3-13-25

项	目	指 标
涌 水 量	正 常 ($10^4 \text{m}^3/\text{d}$)	7.4
	最 大 ($10^4 \text{m}^3/\text{d}$)	13.8
采每吨矿石排水量	正 常 (m^3)	11.0
	最 大 (m^3)	14.6
采每吨矿石排水耗电量 (kWh)		31.5
采每吨矿石排水耗电费 (元)		2.08
排水工程投资 (万元)		1000
排水工程投资占全矿总投资 (%)		7.6
采每吨矿石排水工程投资 (元)		2.5

10. 梅山铁矿矿井排水工程设计投资

梅山铁矿一期工程井下排水工程的设计投资见表 3-13-26。

梅山铁矿排水工程投资表

表 3-13-26

工 程 项 目	排水井巷	矿山机械		动 力	合 计	各占百分 数 (%)	排水工程投资 占一期工程总 投资比例 (%)
		设 备	管 道				
排水井巷费用 (万元)	41.6				41.6	36.0	1.5
机械动力费 (万元)		33.8	35.8	4.0	73.6	64.0	
排水工程费用合计 (万元)	41.6	33.8	35.8	4.0	115.2	100	

11. 金山店铁矿矿井排水工程设计投资

金山店铁矿一期工程井下排水工程设计投资见表 3-13-27。

金山店铁矿排水工程投资表

表 3-13-27

排水工程总投资 (万元)	分 项 投 资 (万 元)			占全矿总投资比例 (%)
	排水井巷	矿山机械	动 力	
104.7	49.4	52.5	2.8	1.5

12. 姑山铁矿防治水工程投资指标

姑山铁矿属第四系孔隙充水水文地质条件复杂的矿床。矿山防治水措施由早期采用单一的降水孔疏干改用地表与地下联合疏干并辅以粘土防渗墙的设计方案。矿山防治水工程分两期进行,一期井巷工程及疏水构筑物已施工。一期防治水工程的工作量见表 3-13-28,二期防治水工程的工作量及技术经济指标见表 3-13-29。

姑山铁矿一期防治水工程量表

表 3-13-28

工 程 名 称	数 量	进 度 安 排			投资估算 (万元)			投资合计 (万元)
		1981年	1982年	1983年	1981年	1982年	1983年	
竖 井 (m)	66	66			28.00			28.00
疏干平巷 (m)	1013	240	480	293	12.34	24.63	15.03	52.00
联络平巷 (m)	128		100	28		5.13	1.43	6.56
放水孔 (个)	16	6	10		12.42	20.70		33.12
灌水孔 (个)	8			8			10.24	10.24
通风孔 (个)	1		1			2.07		2.07
观测孔 (个)	29	15	14		1.745	1.63		3.38
水泵站 (座)	1			1			5.00	5.00
沉砂坑 (个)	1			1			5.20	5.20
排水管道 (m)	480			480			5.00	5.00
防渗墙 (m ²)	2090							
合 计					54.466	54.1596	39.90	148.5256

注: 1. 由于前三年-30m平台未剥离出来, 故上表投资估算未包括粘土防渗墙和斜井的投资;

2. 待一期工程取得一定经验后再安排二期工程进度。

姑山铁矿二期防治水方案主要技术经济指标

表 3-13-29

项 目		指 标
二期工程	竖 井 (m)	67
	斜 井 (m)	208
	平巷 (包括联络巷道240m) (m)	1792
	放 水 钻 孔 (个)	30
	泄 水 钻 孔 (个)	5
	粘土防渗墙 (m ²)	7301
	投 资 (万元)	388.5
疏干工程主要设备	YKC30型冲击钻 (台)	2
	1m ³ 紫斗铲 (台)	1
	4t 翻斗汽车 (辆)	2
	12J-160×6型深井泵 (台)	26
	1500KQ100型潜水泵 (台)	3
成本	每吨矿石疏干成本 (元)	1.35

13. 新浦磷矿疏干技术经济指标

新浦磷矿采用直通式放水孔与专用放水巷相结合的疏干方法, 矿床疏干的技术经济指标见表 3-13-30。

新浦磷矿疏干技术经济指标表

表 3-13-30

项 目	指 标	投资 (万元)	备 注
-50m 顶板穿脉联络巷道 (断面 4m ²) (m)	436.3	12.13	与通风巷合用
-50m 顶板放水巷道 (断面 4.5m ²) (m)	369.5	13.56	
-32m 底板放水巷道 (断面 3.6m ²) (m)	519.7	12.05	
直通式放水孔 (φ150~φ300mm) (m)	4037.41	16.34	其中 φ700mm 者 72m
观测孔 (φ108mm) (m)	622.72	3.13	
疏干工程总投资 (万元)		57.21	不包括井下排水设施投资
疏干工程总投资占企业总投资比例 (%)	5		同 上
多年平均矿石年产量 (万 t)	7.5		
多年平均矿坑排水量 (m ³ /d)	2928		
年平均排水耗电量 (kWh)	720700		
每千瓦·小时电价 (元)	0.13		
年排水电费 (元)	93691		
每立方米排水电费 (H=85m) (元)	0.091		
平均每吨矿石排水量 (m ³)	13.67		
每吨矿石平均排水费 (元)	1.25		

14. 阳春硫铁矿疏干技术经济指标

阳春硫铁矿采用丛状放水孔疏干, 矿床疏干的技术经济指标见表 3-13-31

阳春硫铁矿疏干技术经济指标表

表 3-13-31

项 目	指 标	备 注
地面河流改造投资 (万元)	21.8	
井下疏干工程投资 (万元)	30.09	包括放水洞室和放水钻孔
疏干工程总投资 (万元)	51.89	不包括井下排水设备及设备费用
每吨矿石疏干工程投资 (元)	3.46	
设计每吨矿石排水量 (m^3)	32	
实际每吨矿石排水量 (m^3)	67	因矿石滞销, 不能达到设计产量
实际每立方米排水成本 (元)	0.09	
实际每吨矿石排水成本 (元)	6.03	排水扬程 110m
每立方米排水电费 (元)	0.069	
疏干工程投资占企业总投资比例 (%)	5	不包括井下排水设施设备

13.5.2.3 矿床疏干的组织机构和人员编制

目前我国矿山防治水组织机构和人员编制尚无统一规定, 各矿山设置的防治水机构和人员编制, 都是根据矿山水文地质条件的复杂程度和担负的防治水任务范围, 根据实际需要确定的。下面仅列出两个比较典型矿山的矿床疏干组织机构和人员编制实例供设计参考。

姑山铁矿疏干队人员编制表

表 3-13-32

组 织	工 种	人 员 (名)	备 注
钻 探 队	机 长	2	两台钻机人员编制
	钻 探 工	24	
	电 焊 工	2	
	材 料 工	1	
	小 计	29	
深井泵班	泵 工	20	
检 修 班	钳 工	12	
	车 工	3	
	电 工	14	
	小 计	19	
行政管理机构	机电技术员	1	
	水文地质技术员	1	
	土工实验室	4	
	行政管理人員	9	
	小 计	15	
	合 计	83	

1) 姑山铁矿疏干组织机构和人员编制

姑山铁矿疏干队的组织机构及人员编制见表 3-13-32。

2) 茂名油页岩矿疏干组织机构及人员编制

茂名油页岩矿疏干排水队的组织机构及人员编制见表 3-13-33。

茂名油页岩矿疏干排水队人员编制表

表 3-13-33

组 织	工 种	人 员 (名)	备 注
钻 机 班	正、副机长	2	开钻和下管时再向排水班借电焊工用
	地质测水工	2	
	电 焊 工	1	
	钻 工	25	
	小 计	30	
疏 干 班	司 泵 工	29	包括深井泵自动控制系统安装和维修
	电 工	10	
	钳 工	14	
	吊车司机	1	
	三轮车司机	3	
	汽车司机	2	
	油库管理员	1	
	抄水表工	2	
	水沟维修工	4	
	木 工	1	
	推土机司机	8	
	行政管理人员	5	
	小 计	80	
排 水 班	车 工	3	担负全队配件加工、疏干孔过滤器制作， 供排水水泵的安装和维修，全队的火电焊接 工作，水泵船的机修和防腐等任务
	火电焊工	4	
	钳 工	7	
	管 工	4	
	起重工	2	
	司 泵 工	30	
	电 工	5	
	行政管理人员	8	
	小 计	63	
	合 计	208	

注：疏干队担负地下水疏干、矿山防排水、矿区工业用水、矿山水文工程地质勘察和疏干井的施工任务。

13.5.2.4 苏联一些铁矿床疏干的技术经济指标

苏联一些铁矿床疏干的主要技术经济指标见表 3-13-34。

苏联一些富水铁矿床疏干的

矿山名称	疏干含水层水文地质参数						疏干方法	疏干			
	含水层名称	厚度 (m)	水头高度 (m)	渗透系数 (m/d)	导压系数 (m ² /d)	给水度		降水孔			
								数量 (个)	间距 (m)	孔深 (m)	竖井 (个)
米哈依洛夫富铁矿	巴特砂层	3~50	35~70	2~14			联合	42			4
	赛诺曼-阿里布砂层	5~8		1.0							
米哈依洛夫铁石英岩矿	结晶矿层	40~100	90	0.5~1.2			疏干	50			2
列别金富铁矿	赛诺曼-阿尔必砂层	30		15			联合	132	40~60		4
列别金铁石英岩矿	结晶矿层	50		0.2~2.4			疏干				
斯托依林富铁矿	赛诺曼-阿里布砂层						联合	120	40~120	100	3
斯托依林铁石英岩矿	结晶矿层						疏干				
阔尔耐诺夫铁矿	乌什基库特石灰岩			2.2~16			地表疏干	47	40	70~120	
	费尔赫林泥灰岩			6~17							
雅克夫列夫铁矿	煤系石灰岩	50	410	4.2	0.5×10^6		联合				
	白垩系泥灰岩	35		0.2~15.6							
	赛诺曼-阿尔必砂层	30	200	0.14~2.6	3×10^5		疏干	47		540	6
	沃尔什砂岩	35	250	0.4	6.8×10^4						
	卡洛砂层及砂岩夹层	30	340	0.3~2.2	1.6×10^5						
	结晶矿层	200	460	0.16							
扎波罗日N1铁矿联合企业	布恰克砂层	15	150~210	16.6	0.8×10^6	0.2	联合				
	萨尔玛特石灰岩	14	34	70	4×10^7	0.01					
	白垩系石灰岩、砂岩	30	210~240	0.35~4.75			疏干	95			5
	结晶矿层	130	350	0.7	1.7×10^6	0.02					
索科洛夫铁矿	白垩系砂层	30	40	14			联合	156	20~150	100~120	3
	古生代石灰岩	40		0.8~7.6			疏干				
萨尔拜依铁矿	白垩系砂层						联合	128			2
	古生代石灰岩						疏干				

主要技术经济指标一览表

表 3-13-34

工 程 量				辅助疏干 排水措施	疏干系 统涌水 量 (m ³ /h)	开采 方式	设计 规模 (万t/a)	矿山总投资 (百万卢布)			单位投资 (卢布)		成 本 (卢布)		
地下疏干设施								总投资	疏干 投资	疏干投 资所占 比例 (%)	吨矿单 位投资	吨矿疏 干投资	吨矿 总成本	吨矿疏 干成本	疏干所 占比例 (%)
疏干平 巷长度 (m)	直通式 放水孔 数量 (个)	直通式 放水孔 间距 (m)	放水孔 总长度 (m)												
6000	47	100		喷射井点	3300	露天	1000	253.9	17.8	7.0	25.39	1.78	2.9	0.084	2.9
18000	98	100			4100		3000	707.1	0.8	0.11	23.6	0.03	1.2	0.05	4.1
17000	154	40		浮动吸 泥 船	6000	露天	800	160.7	22.1	13.8	20.0	2.76	2.45	0.53	21.7
				3000			558.3	3.9	0.7	8.65	0.13	0.95	0.05	5.3	
10400	110	40	2300	喷射井点 及 浮 动 吸 泥 船	4000	露天	400	155.6	7.77	5.0	38.9	1.94	3.61	0.41	11.36
				2000			442.9	11.24	2.5	22.2	0.56	1.30	0.04	3.1	
					4000	露天	1500	237.4	1.03	0.43	15.8	0.069	1.73	0.023	1.33
4300	113		19440		3500	地下	450	255	33.5	13.14	56.67	7.44	5.22	0.87	16.67
	95				4420	地下	600	324.5	26.9	8.3	54.08	4.48	4.62	0.84	18.2
9500	220	25~50		超前疏 水 沟	2020	露天	950	121.3	23.6	19.4	12.8	2.48	2.28	0.133	5.83
9400	112			边坡水平 孔 放 水	2350	露天	2000	183.2	25.2	13.7	9.2	1.26	2.28	0.126	5.52

13.5.3 注浆防渗帷幕工程

张马屯铁矿及黑旺铁矿注浆防渗帷幕主要技术经济指标见表 3-13-35。

张马屯铁矿及黑旺铁矿注浆防渗帷幕主要技术经济指标表

表 3-13-35

项 目	指 标	
	张 马 屯 铁 矿	黑 旺 铁 矿
帷幕线总长 (m)	460	1520
帷幕平均深度 (m)	460	120
帷幕总面积 (m ²)	21160	182400
注浆孔数 (个)	34	150
注浆段数 (段)	177	
注浆段总长 (m)	3444.67	
钻探总进尺 (m)	23876.95	23381.45
钻探费用 (万元)	284.52	268.57
钻探费用占工程总投资比例 (%)	51.07	39.80
注浆费用 (万元)	237.18	244.80
注浆费占工程总投资比例 (%)	42.56	36.28
每米注浆段水泥消耗量 (t)	3.14	1.64
每米注浆投资 (元)	99.58	
帷幕工程总投资 (万元)	557.19	674.78
其它总费用 (万元)	35.49	161.41
其它总费用占总投资比例 (%)	6.37	23.92

13.5.4 混凝土防渗墙工程

国内部分混凝土防渗墙工程的技术经济指标见表 3-13-36。

混凝土防渗墙技术经济指标表

表 3-13-36

工程名称	含水层		防渗墙		经济 指 标			每台钻机造孔工效(m/d)			混凝土浇注		造孔机械	备 注
	岩性	厚度 (m)	墙深 (m)	墙厚 (m)	每米造孔 费用 (元)	每立方米 混凝土 浇注 费用 (元)	每平方米 防渗墙 综合 成本 (元)	砂砾 石层	基岩	土层	工效 (m ³ /h)	升速 (m/h)		
锦州铁合金厂	粘土及 砂砾石 层	10 ~ 13	13.85	0.7			315.08	10.2			42.09	4.50	CZ22冲 击钻	1982年工 程决算成本, 造孔工效为 以砂砾石层 为主的混合 土层工效

续表

工程名称	含水层		防渗墙		经济 指 标			每台钻机造孔工效(m/d)			混凝土浇注		造孔机械	备 注
	岩性	厚度 (m)	墙深 (m)	墙厚 (m)	每米造孔费用 (元)	每立方米混凝土浇注费用 (元)	每平方米防渗墙综合成本 (元)	砂砾石层	基岩	土层	工效 (m ³ /h)	升速 (m/h)		
碧口水电站	粘土及砂砾石层	25	30.9	1.3	327.05	94.04	429.77	3	1.24	7.83		>2	CZ-30冲击钻	1971年施工决算成本
叶庄铁矿防渗墙	土及砂砾石层		10 11	0.6			87.5	141.1				>2	SPJ-300回转钻机	1978年施工决算成本
龙口梁家煤矿主井混凝土帷幕防渗墙	砂层及土层	42	50	0.75	106.76	278.24	351.03						XU-650液压钻、CZ-2冲击钻	1984年施工决算成本
龙口北皂煤矿主井混凝土帷幕防渗墙	砂层及表土	51	55	0.9	192.75	201.92	396						同 上	1976年施工决算成本
西石门铁矿马河上游截渗墙	粘土砾石层	4.1	5.25	0.6	271.91	77.67	507.68	3.15						1984年初步设计概算指标

13.5.5 高压喷射注浆工程

高压喷射注浆法施工速度、用料及造价的一般指标见表 3-13-37。

高压喷射注浆法施工速度、用料、造价表

表 3-13-37

项 目		单 管	二 重 管	三 重 管
水 泥 耗 量 (t/m)		0.18~0.20	介于单管和三重管之间	0.4~0.9
施 工 速 度	m/h	4~5	同 上	1.2~1.4
	m ² /h			30~110
每米造价 (元)		50~80	80~100	120~180
每立方米旋喷造价 (元)		130~210	介于单管和三重管之间	80~120
每平方米旋喷造价 (元)				70~100

注：1985年资料。

附 录

编写单位 湖南省冶金规划设计院
长沙黑色冶金矿山设计研究院
鞍山黑色冶金矿山设计研究院

编写人 匡岳林 杨学敏 林 参

附1.2 元素主矿物

表附-1-2

表附-1-2												
周 期	元 素	序 号	原子量	主矿物名称及元素或元素最高氧化物在矿物中的百分数 (m表示最大值)								备 注
I	H	1	1.008	水 11.6	胆矾 4	蒙脱石 2.5	石膏 2.3	石蜡 13~15	石油	白云母 0.5	元素百分数	
II	He	2	4.0026	绿柱石中	石盐中	磁铁矿中	独居石中				氧化物百分数	
	Li	3	6.940	锂辉石 8	磷铝石 8~10	透锂长石 5m	绿帘云母 5.3	锂云母 4~6	快锂云母 4.5	黑磷云母 1.4		
	Be	4	9.012	绿柱石 14	日光榴石 14	金绿宝石 20	硅铍石 43m	似晶石 45	顾家石 9.7	铁榴石 15m		蓝柱石 17
	B	5	10.81	硼镁石 40	方硼石 62.5	硼砂 36	钠硼解石 43	硼铁铁矿 16	硼钾镁石 60	硬硼钙石 51		硅钙硼石 22
	C	6	12.011	金刚石 100	石墨 100	煤	石油 80~98	白云石 17.5	菱铁矿 19	琥珀 79		元素百分数
III	N	7	14.0067	纳硝石 16.5	硝石 13.9	硝砂 26.2	麻钠硝石 5.8				同 上	
	O	8	15.999	矿物中除自然单质、硫化物、氟化物、氯化物等外，均含有氧								
	F	9	18.9984	冰晶石 54	萤石 46	氟碳钙铈 矿	氟钙石 61.4	萤晶 20.7	氟磷灰石 3.5	氟铈铈矿 27		
	Ne	10	20.179									

续表

周 期	元 素	序 号	原子量	主矿物名称及元素或元素最高氧化物在矿物中的百分数 (m表示最大值)								备 注
I	Na	11	22.9898	石盐 53.1	霞石 15.1	钠云母 6.1	钠闪石 10.5	芒硝 19	钠沸石 16.3	硼砂 16.2	钠长石 11.8	
	Mg	12	24.305	菱镁矿 46.6	白云石 21.7	水镁石 69	透闪石 24.6	方镁石 100	尖晶石 28.2	光卤石 14.6	氢氧化镁 63	氧化物 百分数
	Al	13	26.9815	一水铝石 85	三水铝石 65	霞石 33	明矾石 37	蓝晶石 63	刚玉 100	冰晶石 25	高岭石 40	
	Si	14	28.086	石英 100	滑石 65.6	白云母 45.2	叶蛇纹石 43	钙长石 42.8	红柱石 36.8	铁铝榴石 36	铁橄榄石 29	
	P	15	30.9738	磷铁矿 38.5	磷氯磷矿 15	磷酸灰石 36	胶状磷矿 43	细晶磷灰石 37	磷铝石 45	独居石 27	磷灰石 55	
	S	16	32.06	黄铁矿 53.4	磁黄铁矿 40	自然硫 100	斑铜矿 25.5	石膏 18.6	钠明矾 15.1			元素 百分数
	Cl	17	35.453	石盐 60.7	钾盐镁矾 14	光卤石 12.7	氯铜矿 16	方钠石 7.3	甘汞 15	角闪矿 24.7	重晶石 64	
	Ar	18	39.948	海绿石中	白云石中	钾长石中	白榴石中					
II	K	19	39.098	钾盐 63.1	钾长石 16.9	光卤石 16.8	黑云母 4.4m	杂卤石 15.6	钾镁矾 25.7	黄矾 9.87	白云母 11.8	元素 百分数
	Ca	20	40.08	白钙矿 19.4	萤石 68	磷灰石 55.6	钙钛矿 41	方解石 56	石膏 32.5	辉石 25.9	白云石中 30.4	
	Sc	21	44.9559	钪矿 40	黑钨矿中	钨石中	水钨石中	钨铁矿中	钨云母中			
	Ti	22	47.90	金红石 99m	钛铁矿 48	钛磁铁矿 16	复钛金矿 29	板钛矿 100	榍石 41	白钛石 14	锡钛矿 100	氧化物 百分数
	V	23	50.941	钒云母 29m	钒酸铀矿 20	绿帘钒矿 25	钒铅矿 23	钒矿 19	钒磁铁矿 5	钒酸钙铀 19	钒酸钙铀 38	元素 百分数
	Cr	24	51.996	铬铁矿 65	铝铬铁矿 50	硬铬尖晶石 55	铬铅矿 16	铬铁矿 60m	铬酸铅矿 31	铬榴石 30	铬铁矾 38	氧化物 百分数
	Mn	25	54.938	软锰矿 63.2	褐铁矿 69.6	黑锰矿 72	水锰矿 62	硬锰矿 60m	菱锰矿 48	锰方解石 25	硬锰矿 63	元素 百分数
	Fe	26	55.847	磁铁矿 72.4	赤铁矿 70	褐铁矿 70	菱铁矿 48.2	褐铁矿 63m	针铁矿 62.9	磁黄铁矿 44	黄铁矿 44	
	Co	27	58.9332	辉钴矿 35	砷钴矿 28m	硫钴矿 58m	砷镍钴矿 20	辉钴矿 35.5	钴土矿 32m	钴华 23.9	方钴矿 20.7	
	Ni	28	58.71	镍黄铁矿 40	砷镍矿 35	针硫镍矿 65	红砷镍矿 44	砷镍矿 24	辉砷镍矿 23	铁镍 23	镍华 20.7	
	Cu	29	63.546	黄铜矿 34.6	斑铜矿 63.3	辉铜矿 79.8	铜蓝 64.4	黝铜矿 52.1	孔雀石 57.4	自然铜 100	赤铜矿 83.8	

续表

周期	元素	序号	原子量	主矿物名称及元素或元素最高氧化物在矿物中的百分数 (m表示最大值)							备注
IV	Zn	30	65.38	闪锌矿 67	红锌矿 80	硅锌矿 58.6	菱锌矿 52	异极矿 53.7	砷铅锌矿 20	1	元素百分数
	Ga	31	69.72	铝土矿中	煤矿中	闪锌矿中	锗石中 1.8m	白云母中	雄黄中		
	Ge	32	72.59	锗石	硫锗铁铜矿 8	硫银锗矿 7	黑硫银铜矿 2	煤铁中	硫锗铜矿 中		
	As	33	74.9216	雄黄 70	雌黄 61	毒砂 40	砷华 76	自然砷 98	红砷铜矿 53		
	Se	34	78.96	硒矿 36	硒银矿 27	硒银矿 14	硒银铜矿 33	硒银矿 28	红硒铜矿 28	硒铜矿 38	
	Br	35	79.904	溴银矿 42.6	溴银矿 17.8	钾盐中	卤水中				
	Kr	36	83.8								
V	Rb	37	85.4678	铁锂云母 1—3	锂云母 9m	白云母 3.2m	正长石 0.5	天河石 6m	钠长石 0.8	钾盐中	氧化物百分数
	Sr	38	87.62	天青石 47m	菱锶矿 60m	磷锶矿 16	磷灰石 9.7	硬石膏中 6m	菱锶矿 中		
	Y	39	88.9055	磷钇矿 61	硅钇矿 52	褐钇铈矿 30	钽钇铈矿 2.2	钇黄玉 17.4	黑稀金矿 15	钇矿 7	复稀金矿 29
	Zr	40	91.22	锆英石 67	斜锆石 99	异性石 13m	铁锆矿 52	钨钇矿 30	钨钇矿 23	斜钇矿 21	钇矿 40
	Nb	41	92.9064	钨钇矿 83	褐钇铈矿 46	烧绿石 63	铁钨矿 12	重钨矿 79	铁钨矿 49	黄绿石 63	钨矿 46m
	Mo	42	95.94	辉钼矿 60m	影钼矿 25	钼华 67	钼矿 19	钼钙矿 45	白钨矿中 16		
	Tc	43	98.9062	自然界中未发现							元素百分数
	Ru	44	101.07	硫钼矿 61	金钼矿 3.5	六边钼矿 11	钼矿 中	钼矿 中			
	Rh	45	102.9055	铑金 六边钼矿 11	六边钼矿 6.9	钼矿 4.5	钼矿 1.7	钼矿 0.6	钼矿 中	钼矿 中	钼矿 中
	Pd	46	106.4	自然钯 100	钼矿 37m	钼矿 中	钼矿 中	钼矿 中	钼矿 中	钼矿 中	钼矿 中
	Ag	47	107.868	自然银 100	辉银矿 87.10	银矿 84m	银矿 中	银矿 69.1	银矿 61.2	银矿 65	银矿 中
	Cd	48	112.4	闪锌矿中 5m	热液方铅矿 中	硫镉矿 77	氧化镉矿 中	菱镉矿 74.5	菱镉矿 中	方镉矿 87.5	

续表

周期	元素	序号	原子量	主矿物名称及元素或元素最高氧化物在矿物中的百分数 (m表示最大值)								备注
V	In	49	114.82	铁闪锌矿中	赤铁矿中	多金属硫化物中	方铅矿中					元素百分数
	Sn	50	118.69	锡石 78.6	锡柱锡矿 26	自然锡 100	硫稀铅矿 30	锡锡矿 27				
	Sb	51	121.75	辉锑矿 71	锑华 83	锑锑石 79	自然锑 100	方锑矿 83	锑钙石 53	锑铜矿中 25	黄锑华 75	
	Te	52	127.6	碲铅矿 38	碲铋矿 48	碲碲铋矿 36	碲金矿 57	碲银矿 37	碲碲铋矿 36			
	I	53	126.9045	碘钙石 65	碘碘酸钙石	黄碘银矿	碘铜矿	碘银矿 54.1	碘溴银矿 14			
	Xe	54	131.3									
VI	Cs	55	132.9054	铯榴石 36m	铯铷榴石 12	铯辉石中 1	氟铯钾石 7	锂云母中 1	钾长石中	天河石中		氧化物百分数
	Ba	56	137.34	钡磷石 77.8	毒重石 77.8	重晶石 58	钡长石 40.8	重晶石 37	钡冰长石 16			
	La	57	138.905	独居石	氟碳铈矿	氟碳铈铈矿	铈绿石	褐帘石	铈铈矿	铈铈矿	磷灰石中	
	Ce	58	140.12	独居石 30m	氟碳铈矿 74	氟碳铈铈矿 60	氟碳铈铈矿 >70	铈绿石 10	褐帘石 11	铈铈石 28		
	Pr	59	140.9077	独居石	氟碳铈矿	氟碳铈铈矿	铈绿石中	铈铈矿中	铈铈矿中			
	Nd	60	144.24	独居石	铈铈矿中	磷灰石中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中			
	Pm	61	145.0	自然界中未发现								
	Sm	62	150.4	独居石	氟碳铈矿	褐帘石中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中	
	Eu	63	151.96	热液品质铈矿中	铈铈矿中	磷灰石中	方解石中	萤石中	磷灰石中	钾长石中	褐帘石中	
	Gd	64	157.25	独居石	铈铈矿中	褐帘石中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中	
	Tb	65	158.9254	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中			
	Dy	66	162.50	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中			
	Ho	67	164.9304	磷灰石中	铈铈矿中	铈铈矿中	铈铈矿中					

续表

周期	元素	序号	原子量	主矿物名称及元素或元素最高氧化物在矿物中的百分数 (m表示最大值)								备注	
V	Er	68	167.26	淡红硅钇矿	磷钇矿中	磷灰石中	钇萤石中	杂钇矿中				氯化物百分数	
	Tm	69	168.934	钇萤石中	杂钇矿中	钇钇矿中	磷钇矿中	淡红硅钇矿中					
	Yb	70	173.04	钇钇矿中	杂钇矿中	磷钇矿中	钇萤石中	淡红硅钇矿中					
	Lu	71	174.97	钇钇矿中	钇萤石中	杂钇矿中	磷钇矿中	淡红硅钇矿中					
	Hf	72	178.49	含水变种磷灰石中 10m	磷灰石中 2	钨钨矿中	异性石中						
	Ta	73	180.947	钽铁矿 86	细晶石 77m	钽钽铁矿 80	重钽铁矿 83	钽钽铁矿 钽钽矿	钽钽矿				
	W	74	183.85	钨钨矿 51	黑钨矿 76	钨铁矿 76	斜钨钨矿 49	钨华 91.3	白钨矿 80	钨钨矿 76			
	Re	75	186.2	辉钨矿中	辉钨矿中	钨钨矿中	磷灰石中					元素百分数	
	Os	76	190.2	六边铁钨矿 52	铁钨矿 29	金铁钨矿 25	自然铂中	铁钨矿中 3	硫铂钨矿 ?	辉钨矿中	硫铂钨矿 ?		
	Ir	77	192.22	铁钨矿 57	铂钨矿	金铁钨矿 52	六边铁钨矿 25	铁钨矿中	硫铂钨矿中	铂中 7.5m	硫铂钨矿中		
	Pt	78	195.09	铂钨矿 58m	自然铂 100	硫铂矿 81.5	磷铂矿 34.8	铂钨矿中	硫铂钨矿中				
	Au	79	196.9665	自然金	黄铁矿中	黄铜矿中	闪锌矿中	方铅矿中	银金矿 75m	磷金矿	磷金银矿 25		
	Hg	80	200.59	辰砂 86.2	自然汞 100	灰硒汞矿 72	橙红石 92.3	银汞矿 73	硫汞矿中				
	Tl	81	204.37	红铊矿 60	硒铊银矿 19	磷铊银矿 25	辉铊银矿 32	铊银矿	黄铜矿中				
	Pb	82	207.2	方铅矿 86.6	白铅矿 77.6	铅矾矿 68.3	磷氯铅矿 70	磷铅矿 64	铅铅矿 49				
	Bi	83	208.9804	辉铋矿 81	泡铋矿 87	铋华 89	自然铋 99	硒铋矿 67	辉铋矿中				
	Po	84	210	可能在某些磷灰石、褐帘石、黑云母和铀矿物中									
	At	85	210										
	Rn	86	222	铀矿物中	热液重晶石 中	热液重晶石 中							

续表

周 期	元 素	序 号	原子量	主矿物名称及元素或元素最高氧化物在矿物中的百分数 (m表示最大值)								备 注
Ⅷ	Fr	87	223	自然界中未发现								元素百分数
	Ra	88	226.02	某些沉积 铀矿物中	某些热液 重晶石中	磷氯铅矿 中	铀矿物中					
	Ac	89	227	铀矿物中							氧化物百分数	
	Th	90	232.0381	方钍石 80m	钍石 72m	独居石 10m	易解石 23m	钙钍铀矿 59	榍黄石 75	褐稀土矿 > 8		钍钍石 57
	Pa	91	231.0359	铀矿物中								
	U	92	238.029	沥青铀矿 76	晶质铀矿 64	钙铀云母 52	铜铀云母 42	钒铀矿 48	铀矿	铀黑		
	Np	93	237.043	沥青铀矿 中								
	Pu	94	244	沥青铀矿 中								

附1.3 地层与地质年代

地层划分的种类和各类地层单位术语表

表附-1-3

地层划分的种类	主要地层单位术语
岩石地层学的	群 组 段 层
生物地层学的	生物带 组合带 延限带 顶峰带 其它各种带
年代地层学的	宇 界 系 统 阶 时间带
其它地层划分的依据(矿物学的, 环境的, 地震的, 地磁的等)	

地层单位和地质时代单位对照表

表附-1-4

使用范围	地层划分单位	地质时代划分单位
国际性的	宇 界 系 统	宙 代 纪 世
全国性的或 大区域性的	(统) 阶 带	(世) 期
地方性的	群 组 段 层	时(时代、时期)

地 层 与 地 质 时 代 表

表附-1-5

界(代)	系(纪)	统(世)	距今年数 (百万年)	地壳运动分期	开始繁殖的 植物	动物
新生界(代)	第四系(纪) Q	全新统(世) Q _h 更新统(世) Q _p	2~3	喜马拉雅运动	中、新生代阶 段的构造运动	被子植物 哺乳动物
	第三系(纪) R	上新统(世) N ₂ 中新统(世) N ₁				
	上第三系(新第三纪) N	渐新统(世) E ₃ 始新统(世) E ₂ 古新统(世) E ₁				
	下第三系(老第三纪) E					
中生界(代)	白垩系(纪) K	上白垩统(晚白垩世) K ₂ 下白垩统(早白垩世) K ₁	80	I 燕山运动	古生代阶 段的构造运动	爬行动物
	侏罗系(纪) J	上侏罗统(晚侏罗世) J ₃ 中侏罗统(中侏罗世) J ₂ 下侏罗统(早侏罗世) J ₁	140	I		
	三叠系(纪) T	上三叠统(晚三叠世) T ₃ 中三叠统(中三叠世) T ₂ 下三叠统(早三叠世) T ₁	195	印支运动		
古生界(代) P ₂	二叠系(纪) P	上二叠统(晚二叠世) P ₂ 下二叠统(早二叠世) P ₁	230	I	古生代阶 段的构造运动	裸子植物 两栖动物 鱼类
	石炭系(纪) C	上石炭统(晚石炭世) C ₃ 中石炭统(中石炭世) C ₂ 下石炭统(早石炭世) C ₁	270	I 华力西运动		
	泥盆系(纪) D	上泥盆统(晚泥盆世) D ₃ 中泥盆统(中泥盆世) D ₂ 下泥盆统(早泥盆世) D ₁	320	I		
	志留系(纪) S	上志留统(晚志留世) S ₃ 中志留统(中志留世) S ₂ 下志留统(早志留世) S ₁	375	I		
	奥陶系(纪) O	上奥陶统(晚奥陶世) O ₃ 中奥陶统(中奥陶世) O ₂ 下奥陶统(早奥陶世) O ₁	440	I 加里东运动		
	寒武系(纪) C	上寒武统(晚寒武世) C ₃ 中寒武统(中寒武世) C ₂ 下寒武统(早寒武世) C ₁	500	I		
元古界(代) P ₁	上元古界 (晚元古代) Pt ₂	震旦系(纪) Z	600±	第四期 第三期 第二期 (晋宁运动) 第一期 (东安运动)	相当北方溪 巨纪范畴的 构造运动	无脊椎植物 藻类
		上震旦统(晚震旦世) Z ₃ 中震旦统(中震旦世) Z ₂ 下震旦统(早震旦世) Z ₁	1700±			

续表

界(代)	系(纪)	统(世)	距今年数 (百万年)	地壳运动分期	开始繁盛的 植物	动物
元(代) 古(代) 界Pt	下元古界 (早元古代) Pt ₁			——第三期 (吕梁运动)		
太古界(代) Ar	上太古界 (晚太古代) Ar ₂		2050 ±	——第二期 (五台运动)	前震旦纪阶段 的构造运动	
	下太古界 (早太古代) Ar ₁		2400~ 2500	——第一期		
			2700 约4500			
地球初期发展阶段						

我国主要构造运动时期划分

表附-1-6

地 层 单 位	沿 用 构 造 运 动 名 称 (绝对年龄 单位: 百万年)	构造 运动 阶段	造 迹 分 布	运 动 特 点
新生界	第四系	第四阶段	喜马拉雅台湾最明显	海水退出中国陆地, 奠定现代地貌
中生界	第三系		全国东部最强	奠定中国现代构造轮廓。岩浆广泛活动, 构造的东西差异明显
	白垩系		华 南	华南隆起, 中国南北再次连成一体
	侏罗系			
古 生 界	三叠系	第三阶段	秦岭—昆仑 阴山—天山	北部、东南部褶皱隆起, 岩浆岩广泛活动
	二叠系		祁连山, 南岭 (造陆运动遍及中国东部)	华北、四川盆地——地壳整体隆起或沉降 祁连山、天山、大兴安岭——地壳强烈褶皱、岩浆岩侵入广泛 东南地区——早古生代地壳强烈褶皱变质, 混合岩化岩浆侵入
	石炭系			
	泥盆系			
	志留系	第二阶段	华 南	中、晚古陆再次上升, 华南昆阳群、板溪群及西北几个主要山系褶皱隆起, 中国南北连成一体
	奥陶系			
	寒武系			
	震旦系			
震旦系	上统	第一阶段	阴山天山及秦岭昆仑两构造带间	运动频繁、强烈, 形成三套变质岩群, 吕梁运动形成中朝古陆
	下统			
	青白口系			
	蓟县系			
下元古界	上部	第一阶段	阴山天山及秦岭昆仑两构造带间	运动频繁、强烈, 形成三套变质岩群, 吕梁运动形成中朝古陆
	下部			
太古界				

我国侵入岩分期表

表附-1-7

地 质 时 代		年 龄 (百万年)	主 要 分 布 地 区		侵 入 岩 类 别	
中 新 生 代	喜马拉雅期		<80	喜马拉雅, 台湾、帕米尔、秦岭、东南沿海	伟晶岩、花岗岩、浅成岩类、超基性岩	
	燕山	晚 期	80~130	东部地区、滇西、西藏、喀喇昆仑山	黑云母花岗岩、花岗闪长岩、碱性岩类及浅成岩类	
		早 期	150~190	东部地区、(滇西、西藏)	黑云母花岗岩、花岗闪长岩、基性岩、超基性岩	
	印 支 期		190~230	青藏高原东部、南岭、海南岛、秦岭	黑云母花岗岩、石英闪长岩、辉长岩、部分地区有超基性碱性岩	
古 生 代	华力西	晚	230~260	东北北部、内蒙、祁连山、滇西、台湾	花岗岩、白岗质花岗岩、基性岩、超基性岩	
		中	300±	天山、阿尔泰山、北山、大小兴安岭、川滇地区	黑云母花岗岩、花岗闪长岩、基性岩、超基性岩	
		早	350±	天山、滇西、川滇地区	基性岩、超基性岩、花岗岩、花岗闪长岩	
	加里东	晚	380~410	东南地区、祁连山、天山、内蒙北部、秦岭	黑云母花岗岩、花岗闪长岩、混合花岗岩	
		中早	430~460 490~520	祁连山、北山、贺兰山、大兴安岭、秦岭	花岗岩、基性岩、超基性岩、伟晶岩	
震 旦 亚 代	第三期(澄江期)		700±	鄂西、雪峰山、九岭山、怀玉山、大巴山、龙门山	花岗岩、花岗闪长岩	
	第二期(晋宁期)		800~1000	川滇地区、滇西、东北东部	花岗岩、闪长岩、伟晶岩、辉绿岩、超基性岩	
	第一期(四堡期)		1400±50	北京密云、五台山、吕梁山、辽吉地区、桂北	奥长环斑花岗岩、斑状花岗岩、伟晶岩、闪长岩、基性岩、超基性岩	
前 长 城 纪	第三期(吕梁)		1700~1900	五台山、太行山、大青山、燕山、辽吉地区、祁连山	伟晶岩、花岗岩、混合花岗岩	
	第二期(五台)		2000~2100	阴山、五台山、吕梁山、辽东、鲁中	花岗岩、花岗闪长岩、闪长岩、伟晶岩、基性岩	
	第一期(阜平)		2500±	鲁中、燕山、辽东、嵩山、太行山	花岗岩、伟晶岩、混合花岗岩、基性岩、超基性岩	

我国元古界、太古界地层对比表

表附-1-8

地 区		太行、五台山地区	吕梁山地区	燕山、大 青山地区	东北南部	山 东	河南嵩山地区	秦岭地区	
元 古 界	上 部	漳沱群 (8670m)	郭家寨亚群	黑茶山群	马家店群 (900~ 1000m)	上辽河群 (12000m以 上)	粉子山群 (8000m)	嵩 山 群 (1000m)	陶湾组 (2300m)
			末冶亚群 (1300~ 2000m)	野鸡山群 (1300~ 2000m)					宽坪组 (3000m)
	下 部	五 台 群 (10483m)	豆村亚群 (1800~ 2800m)	凤 河 群 (1800~ 2800m)	二道洼群 (7000m左右)	下辽河群 (宽甸群)	胶 东 群 (12370~ 26310m)	鹿岭沟群 (3700m)	
太古界		龙泉关群阜平群 (>7483m)	界河口群 (15000m以 上)	桑干群 (20000m)	鞍山群 (>10000m)	泰山群 (3700~ 21600m)	登封群 (3503~ 4534m)	秦岭群 (4000~ 5500m)	

表附-1-9

東 友 興 有 限 公 司

地区	燕山	淮	东	鄂	桂	北	甘南	辽东半岛	豫西	西祁连山
上统	灯影组 <500m	灯影组 250~300m	老堡组	陡山沱组	陡山沱组	陡山沱组	陡山沱组	陡山沱组	陡山沱组	陡山沱组
中统	观音崖组 200±m	陡山沱组 220~250m								
下统	南沱组 0~70m	南沱组 60~110m	南沱组	富禄组	富禄组	富禄组	富禄组	富禄组	富禄组	富禄组
	淮江组 300~600m	淮江组 50~260m	长安组	长安组	长安组	长安组	长安组	长安组	长安组	长安组
青白口系	栗儿岭组 55~219m	栗儿岭组 (者贵组), 板岩、砂岩、硅质岩、凝灰岩 3500~4000m	瓦岗溪组: 白云岩 206m	拱洞组: 千枚岩、板岩 1013m	拱洞组: 千枚岩、板岩 1013m	拱洞组: 千枚岩、板岩 1013m	拱洞组: 千枚岩、板岩 1013m	拱洞组: 千枚岩、板岩 1013m	拱洞组: 千枚岩、板岩 1013m	拱洞组: 千枚岩、板岩 1013m
桐县系	骑龙岭组 11~225m	大龙口组: 灰岩、夹板岩、砂岩、凝灰岩 720~2478m	送子岭组: 板岩、白云岩、细砂岩 411m	合棚组: 千枚岩 309m	合棚组: 千枚岩 309m	合棚组: 千枚岩 309m	合棚组: 千枚岩 309m	合棚组: 千枚岩 309m	合棚组: 千枚岩 309m	合棚组: 千枚岩 309m
	下马岭组 90~482m	黑山岭组: 石英岩、砂岩、板岩、夹安山凝灰岩 1050~3470m	石槽河组: 泥质白云岩 1711m	白竹组: 大理岩、千枚岩 886m	白竹组: 大理岩、千枚岩 886m	白竹组: 大理岩、千枚岩 886m	白竹组: 大理岩、千枚岩 886m	白竹组: 大理岩、千枚岩 886m	白竹组: 大理岩、千枚岩 886m	白竹组: 大理岩、千枚岩 886m
	铁岭组 89~436m	黄草岭组 (大背盘组): 千枚岩、板岩、夹粉砂岩 460~660m	台子组: 板岩、夹白云岩 709m							
	洪水庄组 16~142m									
	雾茨山组 204~3315m									
	杨庄组 29~688m									
长城系	高子庄组 300~1521m	蜂汁江组: 白云岩、夹灰岩、凝灰岩 500~2030m	砾石山组: 白云岩 87~535m	鱼西组: 板岩、砂岩 1073m	鱼西组: 板岩、砂岩 1073m	鱼西组: 板岩、砂岩 1073m	鱼西组: 板岩、砂岩 1073m	鱼西组: 板岩、砂岩 1073m	鱼西组: 板岩、砂岩 1073m	鱼西组: 板岩、砂岩 1073m
	大红岭组 40~820m	龙头厂组: 板岩、夹砂岩、白云岩 2400m	大窝坎组: 白云岩 69~250m	九小组: 板岩、千枚岩、夹板岩、片岩 3180m	九小组: 板岩、千枚岩、夹板岩、片岩 3180m	九小组: 板岩、千枚岩、夹板岩、片岩 3180m	九小组: 板岩、千枚岩、夹板岩、片岩 3180m	九小组: 板岩、千枚岩、夹板岩、片岩 3180m	九小组: 板岩、千枚岩、夹板岩、片岩 3180m	九小组: 板岩、千枚岩、夹板岩、片岩 3180m
	团山子组 63~358m	落雪组: 白云岩、夹板岩 50~126m	乱石沟组: 白云岩、板岩 1460m	白云堡组: 千枚岩、片岩、夹板岩 4320m	白云堡组: 千枚岩、片岩、夹板岩 4320m	白云堡组: 千枚岩、片岩、夹板岩 4320m	白云堡组: 千枚岩、片岩、夹板岩 4320m	白云堡组: 千枚岩、片岩、夹板岩 4320m	白云堡组: 千枚岩、片岩、夹板岩 4320m	白云堡组: 千枚岩、片岩、夹板岩 4320m
	牛岭沟组 10~106m	团民组: 板岩、砂岩 302~1412m (采五底)	大岩坪组: 板岩、白云岩 1800m (未见底)	河村组	河村组	河村组	河村组	河村组	河村组	河村组
	常州沟组 66~1101m			亮等组	亮等组	亮等组	亮等组	亮等组	亮等组	亮等组

附表-1-10

我国寒武系地层对比表

地区	鄂川黔大巴山	宁黔山脉	华 北	滇	东	海南岛	东 桑 岭	桂	林	江	南
上	三游洞群： 云岩、硅质白云 岩、含燧石700m	观音台组： 白云岩、白云 质灰岩、含燧石 340m	凤山组： 白云质灰岩、竹叶 状鲕状灰岩114m 长山组： 竹叶状灰岩、页岩 52m 南山组： 板状灰岩、 竹叶状灰岩27m	二道水群 白云岩为主 300m	洗象池群	大寨群： 灰岩、石英砂 岩254m		边溪组： 细砂岩、页岩 930~1065m	追屯组： 泥质条带灰岩 209 m 比条组： 灰岩、泥质灰岩、 白云岩 88~903m 东关组： 灰岩 70~120m 花桥组： 泥灰岩、灰岩 193~ 293m 敖感组： 页岩、灰岩、白云 岩 268~365m 清虚洞组： 灰岩、白云岩 28~ 225m 把榔组： 粉砂页岩 83~231m		
中	覃家庙群： 灰岩、白云岩、夹 页岩 132~200m	炮台山组： 白云岩、白云 质灰岩、夹砂层 灰岩、底砾岩 175 m	张夏组： 灰岩层状、薄 层状 170m 徐庄组： 灰岩、鲕状、 薄层状灰岩 61m	西王庙组： 粉砂岩、砂岩瓦层 140~300m 陡坡寺组： 泥质白云岩夹粉砂岩 29~132m		大茅群： 灰岩、白云岩、 砂岩、页岩含磷、 锰硅质岩 736m					
下	石龙洞组： 白云岩夹少量燧石 106~129m 天河板组： 泥质灰岩为主、夹 页岩、鲕状灰岩 80m 石牌组： 粘土岩、砂质页岩、 粉砂岩夹鲕状灰岩 169~310m	慕府山组： 白云岩、白云 质灰岩夹页岩含 煤及铁、磷结核 181m	毛庄组： 砂质页岩、夹鲕状 灰岩 32m 槐头组： 页岩、夹灰岩、泥 质灰岩 30~100m 府君山组： 灰质砾岩、角砾岩、 冰碛岩、砂岩、新青 质灰岩 朱砂洞组： 豹皮灰岩、白云质 泥质灰岩 20~150m 辛泉组： 含磷白云岩、砂岩 0~45m	龙王庙组： 灰岩、白云质灰岩、 泥灰岩为主，夹砂页岩 33~170m 沧浪铺组： 砂岩、页岩为主夹灰 岩、泥灰岩、白云岩、 质页岩 100~970m 锦竹寺组： 页岩为主，夹细砂岩 含磷岩层 100~440m 渔户村组：(梅树村街) 粉砂岩、硅质岩、白 云岩 49~142m	箭竹坝组： 鲁家坪组：			青溪组： 灰岩、白云质 灰岩、砂质页岩、 炭质页岩 540~ 620m		明心寺组： 砂页岩 57~165m 杨家坪组： 炭质页岩、硅质岩 85~241m	

表附-1-11 我国奥陶系地层对比表

地区	三 峡	宁 镇 山 脉	华 北	冀 东	大 兴 安 岭	皖 南 浙 西	赣 南	桂 湘
上 奥 陶 统	五峰组： 硅质页岩及硅质层 夹炭质页岩5.8~6.8m	五峰组： 硅质页岩和燧石7m			长坞组： 页岩、砂岩280~1500m		五峰组： 砂质页岩8~15m	
	临湘组： 瘤状泥质灰岩夹页岩2~3.4m	临湘组： 瘤状灰岩及含钙质页岩25m				石口组： 页岩、砂岩、粉砂岩19~27m		
	宝塘组： 龟裂状灰岩，瘤状灰岩20~25m			大智组： 白云岩、灰岩、页岩296~487m	多宝山组			
	施家组： 页岩2~3m	汤山组： 中薄层灰岩，顶部具龟裂纹，47m	峰峰组： 硅质，白云质灰岩	上巧家组： 页岩、砂岩12~82m	破瓦山组： 瘤状灰岩、夹页岩54m		磨刀溪组： 粉砂质泥岩、页岩35m	
中 奥 陶 统	铅牛潭组： 瘤状泥质灰岩及灰岩11~20m		上马家沟组： 粉质灰岩394m		关马河组	胡乐组： 硅质页岩、硅质层、炭质页岩局部夹长石矿，煤100m	龙溪组： 硅质页岩、夹页岩20~300m	
						宁国组： 页岩、硅质页岩，局部夹铁锰矿层300m	桥亭子组： 页岩、粉砂岩、硅质炭质页岩170~520m	
下 奥 陶 统	大湾组： 瘤状灰岩夹页岩，灰岩48m	红花冈组： 厚层灰岩含钙质结核310m	下马家组： 泥灰岩140m	下巧家组： 灰岩、页岩、石英砂岩80~93m				
	红花冈组： 灰岩、生物碎屑灰岩、夹页岩5~17m	仑山组： 白云质灰岩与灰岩互层93m	亮甲山组： 白云岩200m	红石组： 砂页岩112~656m				
	分乡组： 灰岩、夹页岩20~50m		冶里组： 瘤状灰岩、竹叶状灰岩页岩118m	汤池组： 页岩、砂岩17~73m		印潜坪组： 页岩、夹灰岩、粉砂岩、煤层150~500m	磨山沟组： 板岩、硅质板岩、夹燧石层、粉砂岩130~200m	白水溪组： 页岩、细砂岩190m
	南津关组： 灰岩、钙质页岩泥质灰岩、白云质灰岩42m							

表附-1-12

素以夜遊者聞名

地区	三 峡	杨 子 区	苏 南	吉 林	皖 南	黔 北	西 秦 岭	武 当 山	赣 西 北
上 统		砂 高 组 关店组： 砂质页岩及泥 岩、夹石英砂岩、 生物灰岩、白云 岩厚10~850m	茅山组： 粉砂质砂岩 120m	二道沟群： 粉砂岩夹灰岩 793m	茅山组	同屋嘴组	上亚群： 灰岩、板 岩、砂岩、硅 千枚岩、硅 质层及炭煤		西坑组： 砂质页岩、泥 质砂岩7~323m
中 统	砂帽群： 粉砂岩、砂岩 夹砂质泥岩，厚 400~1100m	大关群： 秀 山 组	坎头组： 砂页岩及泥质 岩200~500m	张家山： 粉砂质、泥岩 及粉砂岩、凝灰 岩1500m	太平组： 砂岩4200m	韩家店群： 页岩夹泥岩及 细砂岩240~600 m	竹溪组： 灰岩、千枚岩、砂 页岩25~980m	夏家桥组： 砂岩、页岩 936m	桥头组： 砂页岩926~ 1295m
统		白沙组： 砂岩、粉砂岩 8~380m	高家边组： 页岩、泥岩、 粉砂页岩、底部 夹砂页岩、厚290~ 1550m	下二台群： 石英片岩、白 云片岩及变粒 岩，1437m	河沥溪组： 粉砂质页岩、白 粉砂页岩530m 夹砂页岩	石牛栏群： 灰岩、凝灰岩、 细砂岩88~217m	梅子屋组： 板岩、粉砂岩互 层夹结晶灰岩400 ~1850m	梨树窝组： 长石英砂岩、 夹页岩、砂质页 岩625~1227m	
下 统	罗惹坪群： 页岩夹粉砂 岩、泥质灰岩， 厚400~1300m	石牛栏组： 页岩、灰岩58 ~510m			镇乡组： 细砂岩、夹粉 砂岩、页岩1350 m	龙马溪： 页岩为主96~ 150m	大板坪组： 凝灰岩、硅质板 岩、硅质岩夹灰岩 233~2850m		
统	龙马溪群： 页岩及砂质页 岩、炭质页岩， 厚400~1300m	龙马溪组： 页岩0~504m					火山岩组： 中性火山岩及火 山碎屑岩50~850 m		

表附-1-13

我国泥盆系地层对比表

地区	期	统	群	属	东	四川龙门山	鄂	西	大兴安岭	秦祁昆台	江
上	上石炭统	峨眉山组： 灰岩、岩顶150m	尧梭组： 白云岩、灰岩、顶部 部分形虫灰岩100~ 400m	在站山组： 页岩、泥灰岩、灰 岩、白云岩、顶部含 黑色燧石层，150~ 921m	尧梭组： 灰岩、顶部为层状 200~500m	写经寺组： 页岩、砂岩、层状赤 泥灰岩、层状赤 铁矿0~80m	写经寺组： 页岩、砂岩、层状赤 泥灰岩、层状赤 铁矿0~80m	写经寺组： 页岩、砂岩、层状赤 泥灰岩、层状赤 铁矿0~80m	上石炭统： 中统性火 山岩、灰岩、页岩、 砂岩，1500m	陡山沱组	陡山沱组
		余田桥组： 砂页岩、夹灰岩500m	望城坡组： 白云岩、泥质灰岩 及页岩、数十米到300 余米	921m	沙溪子组： 白云岩、夹不纯灰 岩，底部有钙质砂岩， 350~1100m	黄家碛组： 石英砂岩、与 页岩互层、层状 赤铁矿，4~300 m	黄家碛组： 石英砂岩、与 页岩互层、层状 赤铁矿，4~300 m	黄家碛组： 石英砂岩、与 页岩互层、层状 赤铁矿，4~300 m	下石炭统： 层状灰岩、砂岩、 页岩和薄层灰岩 150m	陡山沱组	陡山沱组
中	中石炭统	东岗岭组： 灰岩、白云岩、白 云岩100~ 1000m	陡山组： 层状灰岩、泥灰岩 夹砂岩、页岩150~ 1300m	华宁组： 白云岩与灰岩夹泥 灰岩，370m	顶雾山组： 灰岩、泥质灰岩、夹 砂岩、层状赤铁矿 1100m	白云观组： 厚层石英岩及 砂岩，40~190m	白云观组： 厚层石英岩及 砂岩，40~190m	白云观组： 厚层石英岩及 砂岩，40~190m	马耳山组： 千枚状 灰岩、页岩和 页岩500~3900m	鲁山组： 灰岩、泥灰岩、 页岩、砂岩互层 230~400m	鲁山组
		应县组： 砾岩、砂 页岩200~ 300m	邦寨组： 石英砂岩及细砾 岩，100~530m	青门组： 砂岩、钙质页岩为 主36~413m	金宝石组： 砂页岩40~647m	养马坝组： 页岩、砂岩、夹 层状赤铁矿层，40~780m	养马坝组： 页岩、砂岩、夹 层状赤铁矿层，40~780m	养马坝组： 页岩、砂岩、夹 层状赤铁矿层，40~780m	当多沟组： 灰岩、砂页岩、 底部砂页岩110~ 140m	杂拉组： 白云岩110~ 1143m	杂拉组
下	下石炭统	四排组： 粉砂岩、泥岩400~ 500m	舒家坪组： 石英砂岩、白云 岩、页岩1~302m	城脚组： 石英砂岩、夹少许 黑色页岩37~180m	谢家湾组	甘溪组： 灰绿色页岩夹杂色砂岩 及灰岩透镜体14~870m	甘溪组： 灰绿色页岩夹杂色砂岩 及灰岩透镜体14~870m	甘溪组： 灰绿色页岩夹杂色砂岩 及灰岩透镜体14~870m	平达气组	普通沟组： 板岩夹白云岩 灰岩470~710m	普通沟组
		郁江组：	丹林组： 砂岩、下部夹页岩、 泥岩、泥灰岩 112~180m	翠峰山组： 细砂岩、粉砂岩、 页岩、夹瘤状泥灰岩 758~1700m	平溪组： 石英砂岩、夹粉砂页岩， 最大厚度2000m	白柳坪组： 泥岩、粉砂岩、页岩夹 石英砂岩数十米	白柳坪组： 泥岩、粉砂岩、页岩夹 石英砂岩数十米	白柳坪组： 泥岩、粉砂岩、页岩夹 石英砂岩数十米	泥麻河组		泥麻河组
下	下石炭统	那高岭组： 页岩夹灰岩50m	丹林组： 砂岩、下部夹页岩、 泥岩、泥灰岩 112~180m	翠峰山组： 细砂岩、粉砂岩、 页岩、夹瘤状泥灰岩 758~1700m	平溪组： 石英砂岩、夹粉砂页岩， 最大厚度2000m	白柳坪组： 泥岩、粉砂岩、页岩夹 石英砂岩数十米	白柳坪组： 泥岩、粉砂岩、页岩夹 石英砂岩数十米	白柳坪组： 泥岩、粉砂岩、页岩夹 石英砂岩数十米	泥麻河组		泥麻河组
		莲花山组： 砂页岩1000m	丹林组： 砂岩、下部夹页岩、 泥岩、泥灰岩 112~180m	翠峰山组： 细砂岩、粉砂岩、 页岩、夹瘤状泥灰岩 758~1700m	平溪组： 石英砂岩、夹粉砂页岩， 最大厚度2000m	白柳坪组： 泥岩、粉砂岩、页岩夹 石英砂岩数十米	白柳坪组： 泥岩、粉砂岩、页岩夹 石英砂岩数十米	白柳坪组： 泥岩、粉砂岩、页岩夹 石英砂岩数十米	泥麻河组		泥麻河组

续附-1-14

我国石炭系地层对比表

地区	苏南、皖南	湘桂	龙 门 山	祁连—贺兰	华 北	黄 州	赣 南	浙 西
上 统	船山组： 厚层灰岩15~65m	船 山	马平统： 纯灰岩、含结核灰岩20~70m	太原组：	太原群： 砂岩、页岩、灰岩夹煤95m	马平群： 碳酸盐岩100~200m	船 山	船山群： 灰岩局部含燧石215m
	黄龙岗组： 灰岩及白云质灰岩、白云岩30~180m	黄 龙	威宁统： 灰岩、页岩约130m	白垩组： 靖远组：	本溪群： 灰岩、夹页岩、煤层底部为粗土砂和铁砂20~50m	威宁群： 灰岩、白云质灰岩	黄 龙	黄龙岗组： 灰岩及白云岩、砂页岩20~380m
中 统	和州组： 泥质灰岩、白云岩5~14m	梓门桥组：	马角坝组：	榆树梁组：		上司段： 灰岩、夹白云质灰岩及燧石100~400m	梓山组：	叶家塘组： 石英砂岩、砂岩、页岩夹无烟煤40~247m
	高骊山组： 砂岩、粉砂岩、页岩、夹泥质灰岩20~160m	测水组：		臭牛沟组：		旧司段： 砂页岩互层夹煤<200m	大塘组：	
下 统	金陵组： 结晶灰岩、底部泥质较多5~10m	石塘子组：	长牌子组：	前黑山组：		汤巴沟段： 石英砂岩、页岩、灰岩夹煤层200~600m	横龙组：	珠藏坞组：
		孟公塘组：				革老河段： 灰岩夹少量页岩67~150m		

表附-1-15

樂 士 校 庭 製 紙 庫 11 冊

地区	苏	南	三	皖	吉	林	陕	甘	宁	川西	闽	西	南	粤	湘	桂
上	大隆组： 页岩、泥岩、灰岩 夹燧石层厚15~45m	长兴组： 灰岩夹燧石层厚70~100 余米	长兴组： 灰岩夹燧石层厚70~100 余米	杨寨沟组： 页岩及钙质粉砂岩、 砂岩互层567m	石千峰组： 粉砂岩、泥岩、 夹灰岩500~800m	宣威煤组： 页岩、砂岩、 粘土岩200~300 m	大隆组：	长兴组： 灰岩164~237 m	大隆组： 泥岩、泥灰岩、 硅质灰岩20~50 m	合山组： 灰岩、青燧石 泥岩、煤及粗土 岩	龙溪组： 砂页岩、泥灰 岩、及煤层590~ 910m	平陆山组： 砂页岩350~ 650m	当冲组： 含煤硅质岩、 页岩12~60m	茅口组： 灰岩200~400 m	樟树组： 灰岩、白云岩、 具燧石150~450 m	
统	龙潭组： 砂岩、页岩、炭质 页岩、粉砂岩、上 部有不成层、含 燧石及铁锰质结核。 厚100~120m	吴家坪组： 厚层灰岩、含燧石层和 燧石结核，厚15~70m。 下部为页岩、燧石、泥质 砂岩夹煤层	范家屯组： 砂岩、粉砂岩、灰 岩夹凝灰质砂、砾岩 厚1387m	拉溪组： 凝灰质板岩、酸性 熔岩、安山岩及凝灰 岩500~1157m	下石盒子组： 页岩、泥岩、砂 岩290m	峨眉山玄武岩： 夹凝灰岩、安 山岩300~1500m	文笔山组： 页岩、砂岩 150~200m	柳林组： 燧石灰岩、含 石膏质硅质岩 50~200m	茅口组： 灰岩、白云岩 200~1100m	峨眉山组： 灰岩、含燧石 80~630m	相离组： 燧石条带灰岩、 夹黄质页岩80~ 150m	文笔山组： 页岩、砂岩 150~200m	当冲组： 含煤硅质岩、 页岩12~60m	茅口组： 灰岩200~400 m	樟树组： 灰岩、白云岩、 具燧石150~450 m	
下	孤峰组： 粉砂岩、硅质页岩、 含磷结核厚60~80m	茅口组： 厚层灰岩，燧石层厚 50~290m	范家屯组： 砂岩、粉砂岩、灰 岩夹凝灰质砂、砾岩 厚1387m	大河梁组： 凝灰质及安山质凝 灰岩3684m	山西群： 砂岩、砂质页岩、 夹煤层60m	峨眉山组： 灰岩、含燧石 80~630m	文笔山组： 页岩、砂岩 150~200m	柳林组： 燧石灰岩、含 石膏质硅质岩 50~200m	茅口组： 灰岩、白云岩 200~1100m	峨眉山组： 灰岩、含燧石 80~630m	相离组： 燧石条带灰岩、 夹黄质页岩80~ 150m	文笔山组： 页岩、砂岩 150~200m	当冲组： 含煤硅质岩、 页岩12~60m	茅口组： 灰岩200~400 m	樟树组： 灰岩、白云岩、 具燧石150~450 m	
系	栖霞组： 顶部：硅质岩夹灰 岩 下部：灰岩150~ 200m	栖霞组： 灰岩段、 含燧石灰岩 岩厚几十米 ~100m	栖霞组： 灰岩段、 含燧石灰岩 岩厚几十米 ~100m	马鞍山组： 砂岩、砂 质页岩煤层 厚0~75m	山西群： 砂岩、砂质页岩、 夹煤层60m	峨眉山组： 灰岩、含燧石 80~630m	文笔山组： 页岩、砂岩 150~200m	柳林组： 燧石灰岩、含 石膏质硅质岩 50~200m	茅口组： 灰岩、白云岩 200~1100m	峨眉山组： 灰岩、含燧石 80~630m	相离组： 燧石条带灰岩、 夹黄质页岩80~ 150m	文笔山组： 页岩、砂岩 150~200m	当冲组： 含煤硅质岩、 页岩12~60m	茅口组： 灰岩200~400 m	樟树组： 灰岩、白云岩、 具燧石150~450 m	

我国三叠系地层对比表

续附-1-16

地区	滇	黔	桂	湘	鄂	陕	甘	宁	陕	西	陕	西
上统	二叠纪 石炭系砂岩、粉砂岩、页岩、泥岩114~779m	在溪统下煤组		范家港组		须家河组 碎屑岩夹煤175~670m	长陵组 砾、砂、页岩及煤 >5000m	黄山街组	延长组 含油砂页岩、 含煤层1100m	文安山组	安源组 含煤砂页岩 125~500m	西
	含煤组 砂页岩、泥岩、 500m					小塘子组 泥岩、粉砂岩 122~190m				大坑组		江
	干梅子组 含煤464m											西
	火把神组 海陆交互相含煤 泥质180~1256m (把南组)砂岩 及钙质页岩273m					垮洪坝组 页岩、粉砂岩7~408m						
中统	法郎组 页岩夹细砂岩、 泥岩100~500m	巴东组 砂岩夹泥质灰岩、 页岩、石膏374~ 1344m	黄马青组 页岩、砂岩厚 350~1000m		寺口坡组 泥质白云岩、石 膏岩700m	平而关群	兰木组 粉砂岩、泥岩 570m	白沟河组	铜川组 砂页岩600m	安仁组	杨家组 砂岩、灰 岩200m	
	关岭组 白云岩、灰岩粉 砂岩、页岩111~ 1390m	嘉陵江组 灰岩及白云质灰 岩、夹石膏、岩盐 层400~600m	晋龙群 白云质灰岩、 白云岩夹泥质灰岩、 页岩厚200~600m				板桥组 灰岩、白云岩 550m泥岩70m		二马营组 砂岩、泥岩 418~700m			
	永宁组 砂页岩、泥岩、 页岩及石膏379~1337m	大冶组 灰岩、薄层灰岩 及页岩350~650m			嘉陵江组 厚层灰岩、白云 岩、石膏、岩盐800m	北碚组 灰岩、泥岩 130~570m		烧房沟组	和尚沟组 泥岩103~280m	溪尾组	大冶组 砂页岩、 灰岩600m	
	飞仙关组 泥岩、砂页岩、 页岩、页岩80~740m		飞仙关组 砂页岩夹灰岩200m			梭组	马牌岭组 灰岩、粉砂岩、 页岩150~320m	韭菜园子组 非黄泥子组	刘家沟组 长石石英砂岩 360~600m	溪口组		
下统												

表附-1-17

我国侏罗系地层对比表

地区	四川	宁夏山脉	晋	林	华	北	福	建	滇	东	河西走廊	陕甘宁
上	燕寨组： 砂岩、泥岩夹砂岩 768~1795m	大王山组： 粗面岩或英安岩 及火山碎屑岩1000 m	金家屯组： 火山角砾、凝灰岩、 粉砂岩、凝灰岩、凝灰 岩200~900m	长安组： 砂岩、泥岩夹煤、 上部火山碎屑岩、凝灰 岩200~900m	辛庄组：		鼓头组：		上禄夹组： 泥岩、粉砂岩 夹泥灰岩、砂岩 岩137~1732m		赤金堡组： 泥岩、页岩、砂 岩及泥灰岩凝灰岩 煤160~485m	安定组
		云台组： 含火山碎屑沉积 岩204m	安民组： 中酸性火山岩夹凝相 沉积含煤500~1200m	久夫组： 砂、粉砂岩夹凝 灰及火山岩、火山碎屑岩 50~350m	大灰厂组：		南园组：					
			德仁组： 火山岩、火山碎屑岩 >1000m		东岭台组：		长林组：					
中	寨宁组： 砂质泥岩夹细砂岩 100~500m	象山群： 石英砂岩、粉砂 岩、泥岩互层、含 煤，底部为砾岩 1007m	太阳岭组： 砾、砂、泥岩夹煤 >1000m		后城组： 砾岩、砂岩夹安山 岩513~2459m		薄平组： 砂岩、粉砂岩 1600m				龙凤山组： 砾岩、砂岩	直罗组
	砂质泥岩、砂岩550~2070 m				碧山组： 火山熔岩及凝灰岩 400~2300m				下禄夹组： 泥岩及粉砂 岩、泥灰岩69~ 1805m			延安组
	千佛崖组： 泥砂岩100~610 m				九龙山组： 砂岩互层470m							
下	白田坝组： 泥岩、砂质泥岩、 砂岩夹煤、底部砾 岩60~410m		板石顶组： 轻变质砂岩、粉砂岩 夹酸性火山碎屑岩450m		密坡组： 南大岭组： 砾石口组。		梁山组： 砾岩、粉砂岩、 炭质页岩400~700 m					富县组

表附-1-20

我国第四系地层对比表

时代	吉林	松辽平原	华北	黄河中游	河西走廊	漠东	川	西	粤	西	江	西	长江三角洲
全新世	冲积	近代冲积物	冲积层	次生黄土和砂砾层，北部有风成砂	河床冲积层风成砂丘山前坡积层	冲积层，厚28~45m	冲积层，含砂金，厚数米至10余米	冲积层	冲积层	河流沉积粘性土，砂砾	残积、坡积、洪积及冲积物等		
		渭泾河组											
晚更新世	新黄土	诸敏河组	马兰组	马兰黄土，厚20~40m	黄土状土，厚度小于10m，具垂直节理和大孔隙	龙新粉砂层，底部具砂砾，厚35m 粘黄色土，粘砂土互层厚5~10m	成层粘土，具胶结性含钙质结核 江北砾石层，卵石与砂粒组成，无层状，胶结坚固	田洋组	石壁组	庐山冰期堆积：松散的泥砾	下蜀黄土，粘性土中部，富含钙质结核下部，有铁质胶膜与锈斑，有石灰结核，呈棱柱状，块状结块，底部常夹砾石。厚13~18m		
		哈尔滨组 五大连池玄武岩组											
中更新世	吉舒冰碛层												
	上老黄土	荒山组	周口组	离石黄土：红色土、下部厚90~100m 陕县组(?)：砂和砾石互层厚10~20m	酒泉砾石层，钙质胶结，松散，有时夹条带状粘土和砂层，厚5~105m	石灰岩，厚2~20m 雅安砾石层：松散砂粘土与胶结的砾岩，厚20~50m	石炭华：厚2~20m 雅安砾石层：松散砂粘土与胶结的砾岩，厚20~50m	湖光岩组：砾石层夹砂及粘土	火山岩	大姑冰期堆积	网纹红土：上部：铁质结核密集，无网纹；中部：白条纹网纹红土，厚30m下部：泥砾，厚1~2m		
	小丰城玄武岩												
	东岳冰碛层												
中更新世	下老黄土												
	朝阳冰碛层												
早更新世	青杨木内组	罗家湾组	泥河组	午城黄土：厚15~20m 三门组：粘砂土、砂层，粘土夹透镜状砂砾，厚60~80m	五门砾石层：夹有透镜状砂层，厚度100~650m	元谋组：粘土、砂岩及砾石层57~156m		北海组		彭阳冰期堆积：泥砾、网纹状粘土	雨花台组，砾石磨圆度好，成分为石英砂岩、斑岩、玉髓、玛瑙、砾石厚20~40m		
	白土山组												

我国第四纪划分综合对比表

表附-1-21

地质时代	古气候	哺乳动物群		华北地文期	人类文化	考古期		距今年代 (万年)
		华北	华南					
全新世		四不象鹿动物群		阜兰期 板桥期	现代人	铁器时代 铜器时代 新石器时代 中石器时代		1.2
上更新世	雨期	山顶洞动物群, 萨拉乌苏动物群(纳器——晚期猿类)	贵阳动物群(新人, 猛犸动物群)	马兰期	山顶洞人 资阳人 长阳人 马坝人 河套人 丁村人	晚旧石器时代	山顶洞文化	15
	III间雨期				中旧石器时代	河套文化, 丁村文化	20	
	III雨期							
中更新世	II ₁ II ₂ ' 间雨期	周口店动物群(北京猿人——肿骨鹿动物群)	万县动物群(大熊猫——剑齿动物群)	清水期	北京猿人 兰田猿人	早旧石器时代	周口店第十五地点中国猿人文化, 周口店第十三地点	40
	雨期 II ₂ 雨期			周口店期				
	II II ₁ ' 间雨期							
	雨期 II ₁ 雨期							
下更新世	I' 间雨期	泥河湾动物群(长鼻三趾马, 真马动物群)	柳成动物群(巨猿动物群)	涇水期				60
	I 雨期			泥河湾期 汾河期				100 200

注: 第四纪系地层的划分, 可以根据古气候、古生物、古人类与考古及地貌发育阶段(即地文期)等标志, 作为依据来进行。

续附-1-22

我国第四系冰期对比表

地区	欧洲	庐山	北京 (西山)	大别山	太行山东麓	秦岭	西北山地	川西	西昌	渡口	黔东南	滇东黔西	黄阳洛地	玉龙山	元肇
上 更 新 统	伏尔塔	大理冰期	大理		北治冰期	太白冰期	天池冰期	螺髻山	螺髻			大海子	洛湾	大理	大理
		庐山-大理 间冰期	潭柘寺		井陘-北治 间冰期	驷山-太白 间冰期	天山-天池 间冰期								
	理士	庐山冰期			井陘冰期	驷山冰期	天山冰期	大霄果子	西溪	老鹳岩	泉家庄冰期	大龙潭			东山
中 更 新 统		大姑-庐山 间冰期		第二冰期 第三冰期	赞皇-井陘 间冰期	公主岭-福 山间冰期	天台-天山 间冰期		石灰窑	席草坪	高沙-泉家 庄间冰期		关口——丽江		
	明德尔	大姑冰期	赵家台	第二冰期	赞皇冰期	公主岭冰期	天台冰期	席草坪			高沙冰期	海子头			中山
下 更 新 统		鄱阳-大姑 冰期		第一冰期 第二冰期	临城-赞皇 间冰期	郭家岭-公 主岭间冰期					龙井泉 沙间冰期				马头山
	黄	鄱阳冰期	管垅岭	第一冰期	临城冰期	郭家岭冰期		把关河	大向坪	魏家山	龙井泉冰期	梨园村			龙川
	多							安	宁	金沙		龙潭村			

注：第四纪的气候变化剧烈，出现了全国性的冰期和间冰期的多次交替，使古地理环境和生物界发生了一系列的变化，因而冰期和间冰期也是划分第四纪地层的——一个主要的依据。

附1.4 矿、岩物理力学性质指标经验数据

矿石物理力学性质指标经验数据表

表附-1-23

矿 种	矿 石 类 型	体 重 (t/m^3)	硬度系数 (f)	松 散 系 数 (K)
铁 矿	鲕状赤铁矿石	3.3~3.8	6~15	1.5
	条带状铁石英岩矿石	3.3~3.5	12~18	1.5
	致密状富矿石	3.9~4.2	8~16	1.6
	块状贫矿石	3.4~3.6	10~12	1.6
	浸染状贫矿石	3.5~3.7	10~16	1.6
	致密状铁磁铁矿石	4	10~16	1.5~1.8
	浸染状铁磁铁矿石	3.4	10~16	1.5~1.8
	菱铁矿石	3.5~3.9	8~16	1.6
	板铁矿石	2~2.3	1~3	1.5~1.6
	铁铁矿石	3.2~3.9	8~10	1.5~1.6
锰 矿	氧化锰矿石	2~2.3	1~4	1.5~1.6
	碳酸锰矿石	3~3.4	6~14	1.5~1.6
铜 矿	含铜砂卡岩矿石	2.9~3.5	8~14	1.5~1.7
	含铜磁铁矿石	4.1~4.4	8~12	1.5~1.7
	含铜黄铁矿石	3.5~4.6	5~12	1.4~1.6
	凝灰岩型含铜浸染状矿石	2.9~3.1	6~9	1.5~1.7
	凝灰岩型含铜块状矿石	4.0~4.5	10~12	1.5~1.7
	次生富集矿石	—	5~12	—
	蚀变花岗岩型铜矿石	2.7~2.8	7~11	1.4~1.6
	浸染状黄铜矿石	2.7~3.0	10~17	1.5~1.7
	灰岩型铜矿石	2.6	8~10	1.5~1.7
	砂岩型铜矿石	2.6~3.1	10~16	1.5~1.6
	含铜石英脉矿石	2.8	12~18	—
	斑岩型铜矿石	2.68	6~8	1.3
	片岩型氧化铜矿石	2.6~2.8	4~9	1.4~1.7
	片岩型硫化铜矿石	2.6~2.9	9~11	1.4~2.0
	细脉浸染型花岗岩闪长岩铜矿石	1.9~2.7	9~15	1.6~1.7
铝 锌 矿	铅锌砂卡岩型矿石	2.8~3.7	8~12	1.4~1.7
	铅锌角砾岩矿石	2.8~3.7	8~12	1.4~1.7
	灰岩型浸染状铅锌矿石	2.8~3.0	6~8	1.4~1.8
	石英片岩型块状铅锌矿石	3.0~3.3	8~12	1.4~1.9
	绿泥片岩型浸染状铅锌矿石	3.5~3.6	5~7	1.5~1.6
	氧化铅锌矿石	2.0~2.4	4~7	1.7~1.8
钼 矿	致密块状铜钼矿石	—	6~10	1.4~1.7
	灰岩型钼矿石	2.7	6~8	1.4~1.8
	酸性脉岩型钼矿石	2.8	—	1.4~1.6
	浸染状钼矿石	2.6~2.7	10~11	1.4~1.9

续表

矿 种	矿 石 类 型	体 重 (t/m^3)	硬度系数 (f)	松散系数 (K)
棕 矿	致密块状铜镍矿石	3.2~4.5	11	1.4~1.7
	浸染状铜镍矿石	2.8~3.3	11	1.4~1.7
	含镍硅酸盐矿石	1.4~1.5	3~5	1.4~1.5
钨 矿	含钨砂卡岩矿石	2.7	8~10	1.5~1.6
	含钨石英脉矿石	2.5~2.8	10~18	1.5~1.6
	细脉型钨钼矿石	2.6~2.7	10~13	1.3~1.9
	变质矿岩型钨矿石	2.7~2.8	8~13	1.4~1.5
锡 矿	含锡硅化石灰岩矿石	—	14~16	1.4~1.6
	致密块状锡辉矿石	2.8~3.0	—	1.4~1.6
锡 矿	砂卡岩型锡石硫化物矿石	2.6~3.0	8~12	1.4~1.8
	锡石石英脉型矿石	2.6~3.7	9~12	1.3~1.5
金 矿	含金凝灰板岩矿石	2.7~2.8	15~20	1.4~1.8
	含金粉岩型矿石	2.74	13	1.4~1.8
	含金云英岩化花岗岩矿石	2.74	10	1.4~1.8
	含金黄铁铜英岩矿石	2.78	≥ 10	1.4~1.65
	含金石英脉矿石	2.4~2.7	8~14	1.4~1.9
	含金黄铁铜英岩化花岗岩矿石	2.78	8~10	1.5~1.6
	含金长石—蚀变石英脉型矿石	2.5~2.6	4~6	1.4~1.8
稀有金属矿	伟晶岩型铍、锂、银矿石	2.6~2.7	6~13	1.4~1.6
	伟晶岩型锂辉石矿石	2.6~2.9	—	1.4~1.6
	钠长石型铍、银矿石	2.5~2.6	—	1.4~1.5
汞 矿		2.6~2.7	—	1.6~1.8
铝 土 矿		2.8~3.0	6~8	1.5~1.6
菱 铁 矿		2.6~2.9	6~8	1.4~1.7
粘 土 矿	高铝粘土矿石	1.8~2.5	4~12	1.4
	硬质耐火粘土矿石	1.8~2.5	4~6	1.3~1.6
	软质耐火粘土矿石	1.8~2.5	1~2	1.2~1.3
硫 铁 矿	块状硫铁矿	3.2~4.3	8~15	1.5~1.6
	浸染状硫铁矿	2.6~3.4	7~10	1.5~1.6
萤 石 矿		2~3	4	1.5~1.6
石 膏 矿		2.2	2	1.2~1.5
石 墨 矿		2.0~2.5	1	1.0~1.5
硅 灰 石 矿		2.6~2.8	9~12	1.6~1.8
膨 润 土 矿		1.7~1.8	—	—
硅 藻 土 矿		0.5~1.3	1~2	1.3~1.6
硼 矿	致密块状硼矿石	2.6~2.7	8~12	1.6~1.7

续表

矿 种	矿 石 类 型	体 重 (t/m^3)	硬度系数 (f)	松 散 系 数 (K)
磷 矿	磷灰岩富矿石	2.9~3.1	7~9	1.5~1.7
	磷灰岩贫矿石	2.6~2.9	6~8	1.5~1.7
	沉积变质型磷灰岩矿石	2.5~2.8	11~14	1.5~1.6
	岩浆型磷灰石矿石	3.0~3.4	8~10	1.5~1.7
石英岩矿		2.6~2.8	14~18	1.5~1.7
石灰岩矿		2.6~2.8	6~12	1.4~1.7
白云岩矿		2.6~2.8	8~16	1.5~1.8
泥灰岩矿		2.6~2.8	6	1.5~1.7
大理岩矿		2.6~2.8	6~12	1.5~1.7

岩石物理力学性质指标经验数据表

表附-1-24

岩 石 名 称	体 重 (t/m^3)	硬度系数 (f)	松 散 系 数 (K)
花 岗 岩	2.6~2.8	8~12	1.5
闪 长 岩	2.6~2.8	8~12	1.5
辉 长 岩	2.7~3.0	8~12	1.5
角 闪 岩	2.5~2.7	6~12	1.5~1.6
橄 榄 岩	2.5~2.9	6~12	1.5
玄 武 岩	2.6~2.7	10~15	1.5
安 山 岩	2.6~2.7	10~15	1.5
辉 绿 岩	2.6~2.7	10~15	1.5
混合岩及泥质灰岩	2.5	8~12	1.5
大 理 岩	2.6~2.8	6~12	1.5~1.7
千 枚 岩	2.2~2.9	2~10	1.5~1.6
蛇 纹 岩	2.7	6~8	1.5~1.6
绿泥片岩及滑石片岩	2.6~2.8	2~6	1.4~1.5
石英片岩及角闪片岩	2.6~2.8	2~8	1.4~1.5
磁化石灰岩	2.6	10~18	1.5~1.6
流纹英安岩	—	5	—
流纹英安斑岩	—	9	—
绿泥石化板岩	—	4	—
变质辉绿岩	—	7	—

续表

岩 石 名 称	体 重 (t/m^3)	硬度系数 (f)	松散系数 (K)
花岗片麻岩	—	12~14	—
角闪片麻岩	—	10~14	—
石 灰 岩	2.6~2.8	6~10	1.5~1.7
白 云 岩	2.7~2.9	8~12	1.5~1.7
石 英 岩	2.5~2.7	14~18	1.5~1.7
页 岩	2.2~2.6	2~6	1.3~1.4
砂 岩	2.4~2.6	8~16	1.5~1.6
角 砾 岩	—	4~15	—
风化花岗岩	1.5~1.7	3~5	—
变质辉绿岩	—	7	—
流纹石英斑岩	—	9	—
板状石英砂岩	2.5~2.6	6~8	—
砂状石英岩	2.6~2.7	9~15	—
硅质碎屑灰岩	2.6~2.8	7~8	—
变质砂岩	2.7~2.9	9~13	—
变质石英砂岩	—	9~18	—
黑云母角岩	—	13~15	—
斜长角闪岩	—	13~14	—
黄铁绢英质砾岩	—	4~9	—
黄铁绢英质花岗岩	—	6~10	—
绢云母石英岩	—	8~15	—
绢云母石英片岩	—	2~4	—
安山玢岩	2.6~2.8	9~15	—
绢云母化麻灰岩	—	5~6	—
第四系表土	1.8~2.0	0.5~1.0	—

附1.5 常用钻探设备

常用钻探设备表

表附-1-25

项 目 名 称		序号	钻 机 型 号		
			QJD10—1型取样钻机	QJD—50型取样钻机	QPC—30型轻便钻机
主 机	钻进深度(m)	1	25	50, 60, 75	30
	开孔直径(mm)	2	36, 46, 56	36, 46, 56	110
	终孔直径(mm)	3	—	—	—
	钻杆直径(mm)	4	24	33	33.5
	钻孔倾角(°)	5	60~90		
	外形尺寸(mm) (长×宽×高)	6	380×400×600		1270×610×758
	重 量(kg)	7	19(含动力)	62(含动力)	160
	生 产 厂	8	天津探矿机械厂	天津探矿机械厂	长沙探矿机械厂
动 力	型 号	9	1E50F汽油机	GJ汽油机	
	功率(kW)	10	3×0.745	5×0.745	4.5×0.745
	转速(r/min)	11	4000	7000	2400
	重量(kg)	12	包括在主机内	包括在主机内	55
	型 号	13			
	功率(kW)	14			
	转速(r/min)	15			
	重量(kg)	16			
泥 浆 泵	型 号	17	两缸手摇活塞泵或两缸机动泵	BW—30	BW120/10
	规格(l/min)	18	10~15	30	120
	功率(kW)	19			
	重量(kg)	20	约14	40	55
	备 注	21		泥浆泵配动力3×0.745kW 400r/min	
钻 塔	型号, 规格(m)	22	龙门式, 3.5	龙门式, 3.5	单桅杆式
	重量(kg)	23	约75	85	
备 注			具手轮链条给进, 手摇绞车提升特点。 适用于地表浅部泥土、 混凝土及岩石的取样或钻 孔	具手轮链条给进, 猫头 轮提升, 并有多挡转速。 可用于合金钻进。金刚石 钻进和螺旋钻进	为机械传动, 钢丝绳加 压, 转盘式回转钻机, 适 用于普查勘探, 地球物理 勘探及一般工程钻进, 可 钻2~4级砂质粘土或岩石

续表

项目名称	钻 机 型 号			
	QPY—30型轻便钻机	钻石100A—D型钻机	钻石—300型钻机	钻石—600A型钻机
主 机	1	30,50	100	300
	2	110,45	38	75
	3	—	—	46
	4	33.5	33	43
	5		0~360	0~360
	6	1460×600×1175	1730×360×410	
	7	320	470(含动力)	911(含动力)
	8	长沙探矿机械厂	赤峰钻机修造厂	桂林矿产地质研究院试验厂, 中南冶金机械厂
柴 油 机	9			
	10	8		
	11	2200		
	12	98		
电 动 机	13		充油水冷电动机	Y180L—4
	14		10	22
	15		—	1470
	16		包括在主机内	198
泥 浆 泵	17	BW120/10		
	18	120		
	19			
	20	55		
	21			
钻 塔	22	单桅杆式		
	23			
备 注	QP—30型的改型产品, 具液压自动给进机构。适用于普查勘探, 一般工程勘探, 可钻2~7级的砂质粘土及基岩等 回转系统系机械传动, 给进、拉送、卡夹均为液压传动。适用于地质勘探和矿山的任意倾角的钻孔 系新型全液压坑内钻机, 主要用于坑内或地表对固体矿床进行金刚石、硬质合金的岩心、钻探, 也可用于矿山一般工程钻探 系新型全液压岩芯钻机, 主要用于地表和地下坑道对固体矿床进行金刚石硬质合金岩芯钻探, 也可用于一般工程钻孔等			

续表

项目名称	钻 机 型 号			
	YL—3型钻机	YL—6型钻机	CS—3型钻机	XJ100—1型钻机
主 机	1	300,465,400	450,580,750	307,450,550
	2			109
	3			75
	4	55.5,50,42	67,54,43	71,50,43
	5	0~263	20~90	75~90
	6	2050×1200×1660	2600×1100×1860	1850×960×1700
	7	1000	1500	1790×810×1110
	8	中南冶金机械厂	中南冶金机械厂	423
柴 油 机	9	X2105—1型	4105G	2105型
	10	24	48	1105型
	11	1500	1500	10
	12	215		1500
	13	Y160L—4	Y200L—4	640
	14	15	30	Y180M—4
	15	1460	1470	Y132S—4
	16	141	258	5.5
电 动 机	17			18.5
	18			1470
	19			1440
	20			69
	21			
泥 浆 泵	22			卧式单缸双作用泵
	23			60
	24			3
钻 塔	25			
	26			
备 注	立轴式液压钻机，适用于金刚石、硬质合金钻进	立轴式液压钻机，适用于金刚石、硬质合金钻进，也适用于牙轮钻和冲击-回转钻进	立轴式液压钻机，可用于地表、坑道中对固体矿床的岩心钻探及其它工程地质勘探	立轴式轻便钻机，适用于一般普查勘探、工程地质浅孔钻探

续表

项目名称		钻 机 型 号			
		XY—1型钻机	XY—2型钻机	XY—3型钻机	XY—4型钻机
主 机	1	100	320,380,530	600	700,1000
	2	110	150,110	91	150,91
	3	75	75,45	56	75,56
	4	42	60,50,42	50,53	50,42
	5	75~90	0~360	70~90	65~90
	6	1640×720×1240	2150×900×1690	2670×1100×1750	2640×1100×1750
	7	500	950	1500	1500
	8	北京探矿机械厂	重庆探矿机械厂	北京探矿机械厂	无锡探矿机械厂
柴 油 机	9	1105型	3100B ₂	2135G	2135G
	10	10	33,45	40	40
	11	1500	1500,2000	1500	1500
	12	640			
电 动 机	13	Y132S—4	Y180L—4	Y200L—4	Y200L—4
	14	5.5	22	30	30
	15	1440	1470	1470	1470
	16	69	198	258	258
泥 浆 泵	17	卧式单缸双作用泵	BW—90	BW—90	BW—200
	18	60	90	90	200
	19	3	5.5	5.5	20马力
	20	包括在主机内	386	386	300
	21		配10马力柴油机或5.5 kW电动机	配10马力柴油机,或5.5 kW电动机	配2105型柴油机
钻 塔	22		SGX—13	SG—18	SG—18
	23		4138	4500	4500
备 注		为具有油压给进,夹持机构的轻便钻机;可钻2~9级砂质粘土及基岩层	立轴式回转钻机;适用于小口径金刚石钻进,也可用于其它工程地质勘探等	具液压给进、卡盘的立轴式回转钻机,主要用于固体矿床的金刚石岩芯钻进、硬质合金钻进还可用于各种工程地质钻孔	具液压给进的立轴式回转钻机;主要用于地表及坑道对固体矿床的金刚石、硬质合金钻进、也适用于工程地质勘探

续表

项目名称		钻 机 型 号			
		XU300—2A型钻机	TXU—75A型钻机	TK—5型钻机	TK—4型钻机
主 机	1	300	75,100	300	600
	2	110	89	146	168
	3	75	50	76	91
	4	42	42,33.5	50	50
	5	75~90	0~360	0~360	0~360
	6	2260×970×1490	1150×600×1080	1670×850×1490	2500×1100×1800
	7	900	515(含电机)	1000	1900
	8	重庆探矿机械厂	石家庄煤矿机械厂	石家庄煤矿机械厂	石家庄煤矿机械厂
柴 油 机	9	2105A			
	10	24			
	11	1500			
	12	350			
电 动 机	13	Y160L—4	B10 ₂ —41	Y180M—4	Y200L—4
	14	15	4.4	18.5	30
	15	1460	1450	1470	1470
	16	141	包括在主机内	180	258
泥 浆 泵	17	BW—90	TBW—50/15	TBW—150/30	NBB—200/40
	18	90	50	150	200
	19	5.5	2.2	10	17
	20	386	192	385	850
	21	配10马力柴油机或 5.5kW电动机		配10kW电机	配17kW电机
钻 塔	22	SGX—13			
	23	4138			
备 注		立轴回转式钻机， 具液压给进、液压移 动机构，适用岩心钻 进和工程地质钻进	机械传动、液压给进立 轴式钻机，适用井下或地 表钻探，可钻不同角度 的孔	机械传动半液压立轴式 钻机。适用于合金钻或金 刚石绳索取芯钻进	具液压卡盘的立轴式钻 机，适应于不同口径的普 通钻具主动钻进及加减压 钻进，也适用于绳索取芯 钻进

续表

项目名称		钻 机 型 号			
		TK—1型钻机	YDC—100型车载钻机	SZC—325型砂矿钻机	ZN—150型砂矿钻机
主 机	1	800,1000,1400	100	30	20~25
	2		150	325	150
	3	180,110,110	—	—	—
	4	73,60,50	50	—	—
	5	0~360	90	90	90
	6	3235×1530×2300	6600×2460×6800	5490×1868×2750	3110×1120×6258
	7	4200	7600(含汽车)	9500(含拖拉机)	
	8	石家庄煤矿机械厂	北京探矿机械厂	衡阳探矿机械厂	中南冶金机械厂
柴 油 机	9	—	解放牌汽车	东方红—75型拖拉机	CJ—195型
	10	—	—	75	12~15
	11	—	—	1500	2000
	12	—	包括在主机内	包括在主机内	
电 动 机	13	Y200L—4	—	—	—
	14	30	—	—	—
	15	1470	—	—	—
	16	258	—	—	—
泥 浆 泵	17	NBB—250/60	BW—200	—	—
	18	250	200	—	—
	19	30	17	—	—
	20	1548	300	—	—
	21	配Y200L—4电机	配2105型柴油机或17kW电动机		
钻 塔	22		桅杆式, 6.3	桅杆式, 6.7	门字型, 6.1
	23		包括在主机内	包括在主机内	
备 注		机械传动半液压立轴式钻机, 适用于合金钻进或金刚石绳索取芯钻进	车载全液压力头式回转钻机, 可无级调速。可采用合金钻进和钢粒钻进、螺旋钻头钻进	具有冲击、回转、冲击-回转复合钻进的车载立轴式钻机, 采用机械传动, 液压控制操作, 可钻进砂层、卵石层等不同地层	具有回转, 冲击复合钻进功能, 钻机利用自配动力可自行

常用机械钻机钻孔直径、钻头直径和套管内径对照表

表附-1-26

名 称	直 径 尺 寸 (mm)							
钻 孔	78	94	113	133	153	175	186	200
钻 头	75	91	110	130	150	172	184	198
套管 (内径)	73	89	108	127	146	168		

附1.6 矿山测量仪器

各种经纬仪表

表附-1-27

名称	型 号	适 用 范 围	仪器误差和规格			生 产 厂
			测回方向中 误差 $\leq$ 不大于	望远镜放 大倍数 $\times$	望远镜有效 孔径(mm)	
光 学 经 纬 仪	DT07-1	用于一、二等三角测量及精密 工程测量	水平: $\pm 0.7''$ 垂直: $\pm 3''$	30 45 55	65	北京光学仪器厂
	TDJ2	用于三、四等三角测量及精密 导线测量、各种工程测量	水平: $\pm 2''$ 垂直: $\pm 4''$	28	40	北京光学仪器厂
			上海第三光学仪器厂			
			西安光学测量仪器厂			
	DJ2		水平: $\pm 2''$ 垂直: $\pm 6''$	30	42	江西光学仪器总厂
	DJ2-1		北京光学仪器厂			
	I2		水平: $\pm 2''$ 垂直: $\pm 4''$	30	42	苏州第一光学仪器厂
	DJ6-1	低等控制测量、地形、矿山工 程、导线测量	水平: $\pm 6''$ 垂直: $\pm 10''$	25.5	35	北京光学仪器厂
			南京华东光学仪器厂			
	DJ6-2		水平: $\pm 6''$ 垂直: $\pm 10''$	26	35	徐州光学仪器厂
	经Ⅱ型	低等控制测量、地形、矿山工 程、导线测量、低等水准测量	水平: $\pm 6''$ 垂直: $\pm 9''$	25.5	36	西北光学仪器厂
	TDJ6	大比例尺地形图测量、导线测 量及低等控制测量、一般工程 测量	水平: $\pm 6''$	28	40	西安光学测量仪器厂
				28		北京光学仪器厂
			垂直 $\pm 10''$	30		(注: TDJ6A各有复测 结构)
	DJ6-1X	低等控制测量、地形、矿山工 程、导线测量等	水平: $\pm 6''$ 垂直: $\pm 9''$	30	37	武汉光学仪器厂
JG6-X3		水平: $\pm 6''$ 垂直: $\pm 9''$	27	38	西安光学测量仪器厂	
DJK-6	用于低等控制测量、地形测量、 一般工程测量以及矿井中导线 测量	水平: $\pm 6''$ 垂直: $\pm 10''$	26	35	上海第三光学仪器厂	
CIH-1		水平: $\pm 6''$ 垂直: $\pm 10''$	25	35	杭州第二光学仪器厂	
工 程 经 纬 仪	CJY-1	用于普通导线测量、地形测量 和一般工程测量	水平: $\pm 15''$	25	35	杭州第二光学仪器厂
	IJ-15-X4		水平: $\pm 15''$ 垂直: $\pm 30''$	27		西安光学测量仪器厂
	DJ120-1	用于简单工程及矿井次要巷道 测量	地面: $\pm 60''$ 井下: $\pm 120''$	16	21	徐州光学仪器厂

续表

名称	型号	适用范围	仪器误差和规格			生产厂
			一测回方向中误差 不大于	望远镜放大 倍数×	望远镜有效 孔径(mm)	
矿山经纬仪	DJ—60	用于简单工程及矿井次要巷道测量	地面: $\pm 30''$ 井下: $\pm 50''$			福建三明光学仪器厂
陀螺经纬仪	JT ₁₅	用于一般工程及地形测量, 与激光测距仪配合使用, 可用极座标法测定新点	$\pm 15''$			徐州光学仪器厂
	DJ ₁ —T ₂₀		$\pm 20''$			西安光学测绘仪器厂
	JT ₆₀	用于简单工程测量定向, 卸下陀螺仪可作一般经纬仪用	$\pm 60''$	20		徐州光学仪器厂
	DJ ₆ —T ₆₀					西安光学测量仪器厂
坡面经纬仪	TDJ ₂ P	用于矿山测量中斜井定腰线也可在水利道路施工等中使用	水平: $\pm 6''$ 垂直: $\pm 10''$	28 副镜15	40 20	北京光学仪器厂
摄影经纬仪	DJY ₆	用于摄取立体像对像片, 制作地形图和航测补充的地形图和平面图	$\pm 6''$	20	21	南京华东光学仪器厂
激光经纬仪	J2—JD	用于较高精度角度座标测量和定向准直测量(不用激光时, 可作J2使用)	水平: $\pm 2''$ 垂直: $\pm 4''$	激光照射有效射程 白天500m 夜间2500m		苏州第一光学仪器厂
激光定向经纬仪	DJ6D—1	用于隧道、市政工程, 机械设备安装, 飞机和轮船支架装配中的测量工作	准直 $<6''$	白天测距100m		北京光学仪器厂
	DJ1D—1		精度 $<2''$	夜间测距300m		

各种水准仪表

表附-1-28

名称	型号	适用范围	仪器误差和规格			生产厂
			每公里往返 测量偶然误差 (mm)	望远镜放大 倍数×	望远镜有效 孔径(mm)	
自动安平水准仪	瑞士威尔特NAKO型	适用于各种类型水准测量作业(系进口件、国内组装)	$\leq \pm 2.5$	20	30	北京测绘仪器厂
	DS3—E	用于三、四等水准控制测量、地形测量、工程测量和矿山测量	$\leq \pm 3$	30	40	北京测绘仪器厂
	DZS3—1		$\leq \pm 3$	36	45	北京光学仪器厂
精密水准仪	DS ₁	用于一、二等水准测量及精密工程测量	$\leq \pm 1$	40	50	北京测绘仪器厂
	DS ₁					江苏靖江测绘仪器厂
工程水准仪	DS3	用三、四等水准测量及一般工程测量	$\leq \pm 3$	30	42	北京测绘仪器厂
						南京光学测绘仪器厂
						杭州光学测绘仪器厂
						江西光学仪器厂
						武汉光学仪器厂
准 仪						江苏靖江测绘仪器厂

续表

名 称	型 号	适 用 范 围	仪器误差和规格			生 产 厂
			每公里往返测偶然误差 (mm)	望远镜放大倍数×	望远镜有效孔径 (mm)	
激光水准仪	DSJ-1	用于三、四等水准测量及一般工程测量,亦可发射激光束,以完成导线定位、准直及水平测绘任务	$\leq \pm 3$	30	38	天津第二光学仪器厂
	JDS3					武汉光学仪器厂
度盘水准仪	DS3-D	除完成DS3的三级水准仪一般水准测量外,还能测量水平角度	$\leq \pm 3$	30		南京光学测绘仪器厂
	DDS3					江苏靖江测绘仪器厂 武汉光学仪器厂
自动安平水准仪	DZS10	用于一般工程水准测量	$\leq \pm 10$	24	36	成都光学仪器厂
手持水准仪	DS-S	用于概略水准测量	度盘分划值: 1'游标格值: 10"	长水准器 角值20'/ 2mm		江苏靖江测绘仪器厂 成都光学仪器厂

其它测量仪器表

续附-1-29

名称	型 号	主 要 用 途	主 要 技 术 规 格	生 产 厂
光学大平板仪	CPY-3	用于测绘各种中、大比例尺的地形图	放大率: 24×, 鉴别率: 4", 分划尺最小读数: 2', 图板尺寸: 600×600mm	杭州光学测绘仪器厂
平板仪	PG3-X2		归算到100m时测距中误差 $\leq \pm 3$ dm, 放大率: 27×, 有效孔径: 38mm, 分划板格值: 10' (值读1'), 图板尺寸: 600×600mm	西安光学测量仪器厂
光学中平板仪	DPZ-1	用于测绘各种中、小比例尺的地形图	归算到100m时测距中误差 $\leq \pm 7$ dm, 放大率: 16×, 有效孔径: 24mm, 游标格值: 5', 鉴别率: 7', 图板尺寸: 600×500mm	杭州光学测绘仪器厂
平板仪	DPZ-1			
光学小平板仪	DPX-1	用于水利、地质等一般精度的地形测绘	归算到100m时测距中误差 $\leq \pm 10$ dm, 放大率: 10×, 有效孔径: 14mm, 鉴别率12", 游标格值: 12', 图板尺寸: 600×500mm	杭州光学测绘仪器厂
	DPX-1			
	DP10		放大率12×, 有效孔径18mm, 游标格值: 10', 图板尺寸600×500mm	北京光学仪器厂
自动归算平板仪	DP3-Z	可从视距尺上直接读数水平距离和高差,并可同时绘制各种比例尺的地形图	归算到100m时测距中误差 $\leq \pm 3$ dm, 放大率25×, 有效孔径40mm, 度盘格值10' (值读1')	连云港市光学仪器厂
激光定向仪	IDY-1	用于竖井投点定向,及其建筑安装标定垂线	望远镜放大倍数: 30× 垂直定向精度: 1×10^{-4}	武汉光学仪器厂

续表

名称	型 号	主 要 用 途	主 要 技 术 规 格	生 产 厂
激光投 点 仪	ST-600	用于矿山、竖井的掘进定向投点等	望远镜放大率: 40×, 鉴别率: 12.5" 射程2600m	杭州光学测绘仪器厂
	JT-2		望远镜放大率: 50×, 有效孔径40mm定向精度: 2.5"	江苏靖江测绘仪器厂
光学投 点 仪	T1	用于坑内、井下测量作业中对点, 导线边长丈量等作视标, T ₁ 单向对点, T ₂ 向上, 向下对点	垂直精度1:5000, 放大倍率5.4×, 有效孔径14mm, 鉴别率: 13" 机高155mm	连云港市光学仪器厂
	T2			
红外光电 测距仪	HGC-1	适用于四等和四等以下的三角测量, 以及相应等级的导线测量	测程: 10~2000m, 最小分辨率, 5mm最大显示距离999.995m, 一次测量时间: 6.4秒, 测距中误差±(10mm+5×10 ⁻⁶ D)	北京测绘仪器厂
	DCH2			
矿山挂 罗 盘	KL-100	用于矿区次要巷道和回采工作面磁方位角, 罗盘仪导线边, 倾斜角测量	罗盘刻度值: 1° 估读值: 30' 坡度规最小格值: 20'	江苏南通光学仪器厂
地质罗 盘 仪	SHD-1	用于各种初测作用	测角器测量误差: 1° 磁针转动前后所指示的度数差: 30'	南通光学仪器厂
	DQY		磁针关闭前后所指示的度数差: 1°	成都光学仪器厂
座 标 格 网 尺	DZC-X1	展绘地图公里网用	尺长: 838mm, 尺宽42mm 分划格值水平2mm垂直20mm格网孔距8×80mm	西安光学测量仪器厂
	DZC-X2		尺长: 750mm 分划格值水平2mm垂直20mm 尺宽: 42mm 格网孔距: 5×100mm	
	DZC-X3		尺长: 1018mm, 分划格值水平2mm垂直20mm尺宽: 42mm, 格网孔距8×100mm	
	DZC-X4		尺长: 1440mm, 分划格值水平2mm垂直20mm尺宽: 42mm, 格网孔距: 12×100mm	

附1.7 试样破碎加工设备

试样破碎设备表

表附-1-30

名 称	颞 式 破 碎 机					颞式破碎机	双辊破碎机
型 号	XPC-100×125	XPC-150×200	XPC-100×60	XPC-100×150	SP-60×100	SP-100×100	XPZ-φ200×75
用 途	供实验室粗碎, 中碎各种硬矿石或硬矿石或其它物料用	粗碎和中碎中等硬度的矿石和岩石	实验室作粗、中碎各种中等硬度的、矿石或其它物料用	同 左	粗碎、中碎各种中等硬度的矿石和其它物料	粗碎, 中碎各种中等硬度的矿石和其它物料	供实验室破碎中硬和低硬矿石或岩石等
最大进料粒度 (mm)	80	120	45	90	48	80	10
排料粒度 (mm)	1~6	15~50	6~10	5~25	0.8~15	0.8~15	<4
生产率 (kg/h)	53~600	最大, 5000	230~400	400~1800	42~720	69~1030	860
外形尺寸 (长×宽×高) (mm)	660×360×740	750×680×885	355×334×377.5	615×432×520	981×530×750	981×530×830	640×460×680
重量 (kg)	400 (含电机)	500	75 (不含电机)	190 (不含电机)	330 (含电机和附件)	400 (含电机和附件)	230
生 产 厂	湖北探矿机械厂	湖北探矿机械厂	贵阳探矿机械厂	贵阳探矿机械厂	贵阳探矿机械厂	贵阳探矿机械厂	天津矿山仪器厂
型 号	Y100L2-4	Y132S-4	Y90L-4	Y100L1-4	Y100L1-4	Y100L2-4	Y90L-4
电动机	3	5.5	1.5	2.2	2.2	3	1.5
转速 (r/min)	1420	1440	1400	1420	1420	1420	1400
备 注	主轴转速 490r/min	主轴转速 385r/min	动颞动作 650次/min	动颞动作 380次/min	动颞动作 300次/min	动颞动作 350次/min	轧辊: 尺寸φ200×75mm 转速450r/min

续表

名称	双辊破碎机	锤式破碎机	锤击式粉碎机	密封式化验制样粉碎机
型号	XPZ-Φ200×125	XPJ-Φ300	GJ-I	GJ-I
用途	同左	实验室进行中、细破碎及筛分的多功能设备	适用于各种金属和非金属矿石、原材料化验试样的粉碎加工	同左
最大给料粒度 (mm)	10	12	12	12
排料粒度 (mm)	≤4	1~4	0.125~0.074 (120目~200目)	0.125~0.074
生产率 (kg/h)	1500	200~1200	装料重量100g 加工时间1~3min	装料重量100~400g 加工时间1~3min
外形尺寸 (长×宽×高) (mm)	780×660×570	1200×650×1042	1095×706×1281	810×720×910
重量 (kg)	315	420 (含电机)	270	250
生产厂家	天津矿山仪器厂	湖北探矿机械厂	湖北探矿机械厂	南昌化验制样机厂
型号	Y100L2-4	Y112M-6Bs	Y112M-4	Y90L-6
功率 (kW)	3	2.2	4	1.1
转速 (r/min)	1420		1440	910
备注	轧辊尺寸Φ200×125mm 转速400r/min	轧辊尺寸Φ250×150 主轧辊转速175r/min 筛网尺寸10目、20目各一块	大料块≤450g 小料块≤200g	一次可制1~7个样每 块重量100g±工作噪音 ≤85分贝

续表

名 称	圆 盘 粉 碎 机				立式圆锥筛分破碎机	高速脉动破碎机
型 号	XPF-Φ150B	YPF-Φ175	粉YP2-69	MP-Φ250	SP-Φ150	SZ-100
用 途	用于粉碎各种中等硬度的矿石、岩石和其它脆性试样	实验室粉碎中硬和坚硬的石、矿石等	用于中等硬度的矿石粉碎		用于粉碎水系沉积物和各种低于硬度的岩、矿石或其它脆性试样	同 左
最大给料粒度 (mm)	<2	2~3	2~3	8	1	3
排料粒度 (mm)	160~200目	≤0.15	≤0.15	≤0.15~2	<0.074	~160目~200目
生产率 (kg/h)	3~6	25	25	20~160	2~8	装样量100或50g每次加工试样数2个
外形尺寸 (长×宽×高) (mm)	400×494×360	610×714×425	600×714×425		561×292×537	825×620×490
重量 (kg)	80 (不含电机)	180	180		80	130
生 产 厂	贵阳探矿机械厂	天津矿山仪器厂	浙江省临安矿山机械厂	贵阳探矿机械厂	贵阳探矿机械厂	贵阳探矿机械厂
型 号	Y90S-4	Y90S-4	Y38S-4	Y100LJ-4	AO7114	AO7114
功率 (kW)	1.1	1.1	1.1	2.2	0.55	0.55
转速 (r/min)	1400	1100	1400	1420	1440	1440
备 注	磨盘直径150mm 磨盘转速105r/min	磨盘直径175mm 转速940r/min	磨盘直径175mm 主轴承转速940r/min	磨盘直径250mm 主轴承转速800r/min	直径150mm 主轴承转速960, 600r/min	

续表

名称	振动磨样机	化验制样磨粉机	单头研磨机	三头研磨机	行星式四筒研磨机	非金属研磨机
型号	XZM-100	GJ-A	XPM-φ125	XPM-φ120×3	XPW-φ100×4	FM-2-20
用途	适于各种硬度的固体矿物分析样品的制备	供各种不同硬度及不同类型的金属和非金属矿物等化验制样	干湿两用, 用于磨细无机分析样品	研磨各级硬度的分析样品及少量一般物料	快速研碎各种有机、无机样品等物, 干湿两用	用于研磨非金属矿样(如石英砂等), 也可研碎一般金属及合金矿样
最大给料粒度 (mm)	12	<5	<2	<1.5	<2~10	<20目
排料粒度 (mm)	—350目	—200目~400目	≤0.074	≤0.074	0.01~0.074	120目~320目
生产率 (kg/h)	装料量100g或10g(8个)	装料量1~30g 加工时间≤30min	装料量<100g	每次30g	每筒装矿量φ100×88 <20g φ86×70 50g	装料量1000g×20 —次制样数20个
外形尺寸(长×宽×高)(mm)	610×600×1028	500×490×654	450×350×430	730×760×475	870×488×540	2010×1210×635
重量 (kg)		70(不含电机)	40	105	160	500
生产厂家	湖北探矿机械厂	南昌化验制样机厂	湖北探矿机械厂	湖北探矿机械厂	湖北探矿机械厂	南昌化验制样机厂
型号		•	JNT-082-4	IA07124	Z ₂ -11T ₂	JDO ₂ -41-6/4
功率 (kW)		0.25	0.18	0.37	0.6	2.2/3
转速 (r/min)				1350		930/1430
备注	偏向快转速 710及960r/min	噪音<75分贝 粉尘浓度<1mg/m ³	研钵转速80r/min	研钵个数3个 研钵转速9r/min	磨筒数4个 转盘转速400r/min 磨筒转速475r/min	橡胶轴转速 I 速178r/min II 速115r/min

筛分设备表

表附-1-31

名 称	封闭式试样自动缩分器	分析试样混样机	湿式分样机	电磁振筛仪	密封式缩分器
型 号	SX3-8	HY-250×20	XSHF2-3	XSDZ-80	XSM-81
用 途	供实验室取样缩分使用,一次操作即可完成三级内的缩分	用于对各种化验分析样品进行分析前的混合,使之充分均匀	矿浆缩分及试验样品取样用	对物料快速干、湿及单筛、套筛的筛分分析或快速检验物料粒度之用	对中碎或细碎后的矿样进行缩分
主 要 技 术 参 数	缩分等级十、十、十 进料粒度<6mm 缩分自动控制时间0~60min 缩分精度: 重量误差±2.5% 成份误差±0.27% 一次缩最大容量4000ml	一次混样数20个 样瓶容积250ml 装料重量100g 混合轮直径Φ700mm 混合轮转速25~30r/min 混样时间20min	缩分比一次为: 12,6,4,3,3 重量相对误差≤2% (在缩分比为6以下时) 給料粒度范围: <0.5mm 处理能力2l/min 容器最大容量4l	筛子直径Φ100,Φ200 筛子层数5层(Φ100) 筛网规格: 140,160,200,240,280,500,320,360,400,500目 振动次数100次/s 筛上物最大重量200g(Φ200)	矿样粒度0~3mm 一次缩分量<3.5kg (总容量8L) 一次缩分比十、十、十 (可同时得到正副样) 一次缩分精度<±3% 一次缩分损耗率<1%
外形尺寸 (mm)	430×350×700	725×500×1540	600×420×1260	420×300×380	
重量 (kg)	41	60		振动物重2kg	
生 产 厂	贵阳探矿机械厂	南昌化验制样机厂	天津矿山仪器厂	柳州探矿厂	柳州探矿厂
电 动 机	型号	DO4512			
	功率	0.015kW/220V	0.25kW/380V		60kW/220V
	转速	2700r/min			1400r/min
备 注					

续表

名 称	标准筛振筛机	拍击式标准筛振筛机	泰勒式标准筛振筛机	单双层两用振筛机	湿法细粒筛分机
型 号	XSB—70AΦ200	XSBP—Φ200	XST—Φ200	XSZ—73型300×600	XSGS—74型
用 途	实验室对物料进行筛析或筛分	同 左	同 左	实验室对物料进行筛分	同 左
筛子直径 (mm)	200	200	200	筛网尺寸300×600mm 筛网面积0.18m ²	筛网尺寸400×200mm 筛网面积0.1074m ²
筛子层数	1~8	5	1~8	1或2	1
筛分粒度范围 (mm)	2~0.074	1.397~0.074	2~0.074	最大给料粒度45mm	最大给料粒度45mm
筛孔尺寸 (目)	20、40、60、80、100、120、140、160、180、200	20、40、60、80、100、120、140、160、180、200	同 左	2×2.6×6、10×10 25×25mm	0.1、0.15、0.2、0.5mm
摇动次数 (次/min)	221	290	284		偏心轴转速500r/min
冲击次数 (次/min)	149	156	160	1400	
外形尺寸 (mm)	550×380×735	933×432×785	595×444×787	1105×870×905	720×550×960
重量(kg)	107	212	180	124	85
生 产 厂	柳州探矿机械厂	同 左	同 左	同 左	柳州探矿机械厂
电 动 机	型号	A07114TH	A07124H	A07114TH	A07114TH
	功 率 (kW)	0.37	0.37	0.37	0.55
	转 速 (r/min)	1380	1400	1380	1400
备 注				生产能力0.45t/h	筛子浸水深度50mm

切、磨片设备表

表附-1-32

名 称	岩芯劈开机	单刀切片机	切 片 机	自动磨片机
型 号	YZ-1-68型	XJPQ-66型Φ400	SPQJ-Φ300	SMJ型
用 途	用于将不同直径的岩芯，劈碎成小块以供进一步破碎	实验室切取矿物岩石标本，也可切取玻璃、玉石等	实验室岩矿鉴定制片切割1~10级硬度的各种岩矿样	实验室岩矿样粗磨薄的理想设备
主 要 技 术 参 数	夹板最大张口： 210mm 夹板最小张口： 95mm 夹刀柱最大行程： 220mm 行程：50mm 可劈岩芯： 95~60mm	刀片直径：400mm 刀片厚度：1.2mm 主轴转速： 480~960r/min (共四级) 余刚砂槽容积： 1.7l	金刚石切割砂轮(刀片) 直径：300mm 砂轮线速度：高40m/s 低20m/s 切割行程：180mm 夹具横向给进行程： 50mm 夹具最大夹持范围： 40×75×90mm	砂轮直径：100mm 砂轮转速：4200r/min 工作面行程：230mm 工作面往复：26次/min 磨头给进量(mm/r)： 0.08, 0.04, 0.02, 0.01 磨片前岩片最大允许厚度： 6mm(包括载玻片及粘胶层厚度)
外形尺寸(mm)	483×405×718	865×560×1010	825×800×1105	1000×900×1600
重量(kg)	92	110	190	600
生 产 厂	永安探矿机械厂	同 左	福建探矿厂	福建探矿厂
电 动 机	型 号	Y802-4	IDO ₁ -21型	
	功率(kW)	0.75	0.8/1.1	1.5
	转 速 (r/min)	1390	1500/3000	1410
备 注			切割效率>40片/h (40×40mm5~6级硬 度岩矿样)	砂轮电动机： A06732 0.55kW 2800r/min

续表

名 称	台式磨片机	单盘磨片机	抛 光 机	嵌 样 机
型 号	SMS—350	XIPM—Φ250	XIGP—200	XIYK—5t
用 途	实验室岩矿样磨片用	实验室磨削加工岩矿标本	实验室岩矿标本的抛光	用于将小块样或试样与其它材料混合,热压成形,以便进行矿样的研磨和鉴定
主 要 技 术 参 数	磨盘直径: 250mm 磨盘转速: 500、1000r/min	磨盘直径: 250mm 主轴转速: 1000、1200r/min 工作台面面积: 600×800mm 台面高: 914mm	抛光盘直径: Φ200mm 抛光盘转速 (r/min): 750、1000、1300	压力: 5t 嵌样模直径: 32mm 嵌样厚度: 8~12mm 最低高度: 210mm 行程: 116mm 水银温度计: 0~220℃ 电热器: 220V0.2kW 压力表: 600×10 ⁵ Pa
外形尺寸 (mm)	450×635×410	820×610×980	540×270×250	320×180×615
重量 (kg)	64 (含电机)	10	29	38
生 产 厂	福建探矿厂	永安探矿机械厂	同 左	永安探矿机械厂
电 动 机	型 号	JDM12—2/4 (双速)	JCL—22—4	
	功率 (kW)	0.45、0.6	0.6	0.25
	转 速 (r/min)	1430、2880	1380	
备 注				配套油压千斤顶型号: YQ—5t

附1.8 岩矿鉴定、化学分析、仪器分析设备

岩 矿 鉴 定 设 备 表

表附-1-33

名称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格	生 产 厂
偏 光 显 微 镜	XPT-7	适用于观察透明薄片。利用偏光特性,对晶体、矿物等双折射物质进行鉴定和分析	放大倍数: 20×~630× 目镜: 5×、10× 物镜: 4×、10×、25×、40×、63×, 游标刻度值: 6'	江南光学仪器厂 (南京)
	PS		放大倍数: 25×~1000×, 目镜: (无应力) 5×、10×, 物镜(无应力) 4×、10×、40×、100×, 游标读数值: 6'	上海光学仪器厂
	XP1	用于岩石的薄片检定, 利用偏振光研究均匀介质的强弱和各种差异	放大倍数: 25×~1000×, 目镜: 10× 物镜: 2.5×、4×、10×、25×、40×、63×、100×, 游标读数值: 6', 检偏振镜读数分度值: 0.2。	贵阳新天精密光学仪器公司
矿相显微镜	XPB-6	供地质、教育部门分析鉴定不透明矿物和教学示范用	放大倍数: 20×~630×, 目镜: 5×、10×, 物镜: 4×、10×、25×、40×、63×, 游标读数值: 6',	南京江南光学仪器厂
电 子 显 微 镜	XD-201	用于直接观察拍摄微物体和电子衍射图象。可供金属、地质、医学、化学、陶瓷等领域的	分辨率: 优于20Å, 电子光学放大倍数: 2000×~50000×, 加速电压: 50kV 80kV	南京江南光学仪器厂
	XDT-10	工厂和科研单位作微物质的鉴别分析和研究	分辨率: 优于10Å, 电子光学放大倍数: 1500×~100000×, 双目放大镜: 10× 加速电压: 40kV, 60kV, 80kV, 100kV	江南光学仪器厂
	DXB ₂ -12		分辨率: 2.06Å (晶格), 放大倍数: 300×~800000× 分级可调(数字显示), 加速电压: 10kV, 20kV, 40kV, 80kV, 100kV, 120kV	上海新跃仪表厂
偏振体视显微镜	HWG-20	适用地质和矿业部门作物质的研究、检查和观察之用	放大倍数: 100×, 加附加物镜可得160×, 工作距离: 100~48mm 工作合透光直径为40mm	杭州光学电子仪器厂
透反两用偏光显微镜	XPL-1	用于分析岩矿、晶体、纤维以及药物的光学性质。对透明和不透明试样均可使用	放大倍数: 32×~630×, 目镜: 8×、10× 透射式物镜: PC4×、PC10×、PC25×、PC40×、PC63×, 反射式物镜PC25×、PC40×、PC63×, 游标读数值6'	南京江南光学仪器厂
反射偏光显微镜	XP ₂	XP ₁ 上加一个垂直照明器构成, 主要用于不透明或半透明矿物磨光断面检定	放大倍数: 40×~1000×, 目镜: 10× 物镜: 4×、10×、40×、63×、100× 游标读数分度值: 6', 检偏振镜旋转范围: 0~180°	贵阳新天精密光学仪器公司

续表

名称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格	生 产 厂
透反射偏光显微镜	SM	用于岩石的薄片检定, 利用偏振光研究均匀介质的强弱和各种差异, 以鉴定地质结构和矿物含量	透射消色差物镜: 4×、10×、25×、63×、100×, 反射平场消色差物镜: 5×、10×、20×、50×、100×, 高出暗平场目镜: 10×, 视场: $\phi 18\text{mm}$	贵阳新天精密光学仪器公司
正置式金相显微镜	XJZ-6	适用于金相、岩相、集成电路、晶体等方面的试验分析和研究	放大倍数: 40×~2000×(透射式)、40×~1250×(反射式), 大视场目镜: (双目) 8×、10×、12.5×、16×平场消色差物镜: 反射4×、10×、25×、40×、63×, 透射4×、10×、25×、40×、100×	南京江南光学仪器厂
	XJZ-1		放大倍数: 100×~1600×, 广角目镜: 10× 12.5×、16×、分划目镜: 10×, 摄影目镜: 4×、6.4×、平场物镜10×、40×(带暗场), 偏光装置: 100×~1600×	重庆光学仪器厂
双目立体显微镜	GSX-1A	适用于地质部门的矿物鉴定、重砂分析	放大倍数: 7×~160×连续变倍可调, 目镜: 10×、20×, 物镜: 0.7×~4×(加2×附加物镜为1.4×~8×)	北京地质仪器厂
双目体视显微镜	XTL-03	用于矿物的观察、研究鉴定	放大倍数: 10×~160×, 工作距离98~38mm, 视场范围: $\phi 22\text{mm}$ ~ $\phi 1.38\text{mm}$	上海科艺光学仪器厂

各种常用天平表

表附-1-34

名 称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格			生 产 厂
			最大称量(g)	分度值(mg)	精度等级	
全机械加码分析天平	TG-328A	工矿企业、科研单位、高等学校实验室精密称量用	200	0.1	3	上海天平仪器厂
	GT2A					成都科学仪器厂
半机械加码分析天平	3SG200-1		200	0.1	3	北京光学仪器厂
	TG-328B					沈阳天平仪器厂
						上海天平仪器厂
光学读数分析天平	TS14-2		200	0.1	3	长春计量仪器厂
阻尼分拆天平	TG-58B	实验室, 化验室精密测定物质用, 是化验室最常用的精密仪器之一	200	0.1	5	上海天平仪器厂
	65A-5					湘西仪器仪表总厂
	T ₅ -200B					广州天平仪器厂
						成都科学仪器厂

续表

名 称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格			生 产 厂
			最大称量 (g)	分度值 (mg)	精度等级	
矿山天平	TG—928A	称量贵重材料和工业原料的分析测定	200	10	9	上海第二天平仪器厂 成都天平仪器厂
1 公斤标准天平	4SP ₁ K—1	用于称量贵金属, 化学分析试样, 检定二、三等法码及相当精度的专用法码	1000	1	4	沈阳天平仪器厂
	5SP ₁ K—1			2	5	上海第二天平仪器厂
	TG—51					武汉天平仪器厂
	TG—501			5	6	沈阳天平仪器厂
	6SP ₁ —K1					武汉天平仪器厂
	TG—601					武汉天平仪器厂
1 公斤工业天平	7SP ₁ K—1	用于工业分析中一般性称量	1000	10	7	沈阳天平仪器厂
	8SP ₁ K—1			20	8	沈阳天平仪器厂
	9SP ₁ K—1			50	9	
单盘微量天平	DWT—20	精密微量分析测定	20	0.1	6	北京光学仪器厂
	DWT—1				3	上海天平仪器厂
	TD15			微读0.01		湘西仪器仪表总厂
单盘精密分析天平	DT—100	快速精密称量	100	0.1	4	北京光学仪器厂
	TD12		109.9	微读0.1 光学1		湘西仪器仪表总厂
单盘分析天平	TG729C	精密称量	100	1	7	上海天平仪器厂
	TD17		109.9	微读0.1 光学1	4	湘西仪器仪表总厂
	DTG—160		160		读数精度 0.05mg	上海天平仪器厂
	TD18				3	湘西仪器仪表总厂
	TD16					
精密单盘克拉克天平	DT—1000C	供宝石、金刚石粉等生产企业及有关科研单位作精密称量	1000克拉克	0.001克拉克		北京光学仪器厂
精密扭力天平	JN—A—10	用于微量分析及微小物样的快速测定	10mg	0.02mg	估计读数: 0.01mg	上海第二天平仪器厂
	JN—A—25		25mg	0.05mg	估计读数: 0.025mg	
	JN—A—100		100mg	0.2mg	估计读数: 0.1mg	
	JN—A—500		500mg	1.0mg	估计读数: 0.5mg	
托盘扭力天平	TN—100	适用于野外分析工作, 作精密称量	100	10		上海第二天平仪器厂 武汉天平仪器厂
差热天平	PCT—1	用于化工、地质、冶金等部的常量热重分析	温度范围: 室温至1150℃ 差热量程: ±50~2000μV 热重量程: 5~250mg			北京光学仪器厂
	PRT—1					

常用摄谱仪表

表附-1-35

名 称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格			生 产 厂
			工作波段(Å)	仪器焦距(mm)	分 辨 率	
小型摄谱仪	WPL-2	地质、冶金等部门作矿物、钢铁、有色金属的定性和定量光谱分析	3650~6500	500	可分开纳双纹	上海科艺光学仪器厂
平面光栅摄谱仪	WPP-05		2300~3500	500	一级光谱3600 二级光谱7200Å	吉林四平光学仪器厂
	WP-075		2000~8000	750	Fe285686、 Fe2853774/线	北京光学仪器厂
	WPL		2000~3200	1050		北京第二光学仪器厂
	WPL-G					北京第二光学仪器厂
	31W1					上海光学仪器厂
	801W		2000~6000	1000	72000	贵阳新天精密光学仪器公司
二米平面光栅摄谱仪	WSP-1	用于金属、合金、矿物、有机化合物的定性、定量分析, 适宜稀土元素光谱分析及同位素分析	2000~10000	1800	114000 57000	北京光学仪器厂
	3W11		2000~10000	1800	114000	上海光学仪器厂
	802W				57000	新天精密仪器公司
高灵敏度光栅摄谱仪	WP ₂ L		2000~2000	1800	Fe2493.267 Fe2493.186/线	北京光学仪器厂
大色散光栅摄谱仪	WSP-3	用于稀土元素的分析, 亦可用于钢、铁矿石、矿物等定量、半定量和定性分析	2000~8000	1800	线色散率: 2.3Å/mm 相对孔径1.28	北京光学仪器厂

常用光度计、比色计表

表附-1-36

名 称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格	生 产 厂
可见分光光度计	72	在可见光区域内进行一般比色及定量分析	波长范围: 420~700μm 灵敏度: >0.01E	北京环保仪器厂
				上海分析仪器厂
	721		波长范围: 360~800μm, 灵敏度: >0.01E, 波长精度: 360~600μm ± 3 600~700μm ± 5μm 700~800μm ± 8μm	上海第三分析仪器厂
	59W		波长范围: 360~800μm, 波长精度: 重复性: 1μm, 透过率精度: 重复性: 1%T	厦门分析仪器厂
	721-100			上海光学仪器厂
	7211		波长范围: 320~800μm, 波长精度: ± 3μm, 波长重现性: 1.5μm, 透过率精度: ± 0.5%T	上海第三分析仪器厂

续表

名 称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格	生 产 厂
紫外、可见、近红外分光光度计	751G	在此波段内对各种物质进行定性、定量分析及物质结构的测定	波长范围: 200~1000 μ m, 波长精度 237 μ m $\pm$ 0.3 μ m, 576.76 μ m $\pm$ 1.5 μ m 测量范围: 透射率: 0~110%, 透过率精度: $\pm$ 0.5%T	上海分析仪器厂
	7520	结构的测定	波长范围: 200~1000 μ m, 测量范围: 透光度0~199.9T, 吸光度0~1.999A 测量精度: $\pm$ 0.5%T	上海分析仪器厂
	WFZ800-D1	(A型附记录仪)	波长范围: 200~1000 μ m, 线性散率: 4 μ m/mm, 测定精度: $\leq$ 0.5%T, 波长精度 $< \pm$ 0.5 μ m	北京第二光学仪器厂
	WFD-8B		波长范围: 200~1000nm, 波长精度小于300 μ m时 $\pm$ 0.3nm, 波长重复性小于300 μ m时 $\pm$ 0.15 μ m, 透过率精度: 0.5%T	天津光学仪器厂
	53W		波长范围: 200~800nm, 波长精度 $\pm$ 0.5nm, 测量精度 $\pm$ 0.5%T, 透过率0~100%T, 吸光度0~2A	上海光学仪器厂
	740A		波长范围: A型200~800nm, B型240~800nm, 波长精度 $\pm$ 0.75nm, 测量精度 $\pm$ 0.5%T, 分辨率: 260nm 处0.2	上海第三光学仪器厂
	740B			

续表

名 称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格			生 产 厂
			波长范围	波长精度	分辨率	
紫外分光光度计	710	在此波段范围内对各种物质进行定性、定量分析及物质结构的测定 (WFZ800-S为双波长双光束式)	190~12500 nm	$\pm$ 0.7nm	260nm处0.2	上海第三分析仪器厂
	730		195~850nm	$\pm$ 0.7nm	260nm处0.2	
双光束紫外分光光度计	WFZ800-S		200~800nm	$\leq \pm$ 0.5nm 重复性 $\leq$ 0.5nm	260nm处0.3	北京第二光学仪器厂
	WFD-10		195~850nm	$\leq \pm$ 0.5nm	透过率精度: $< \pm$ 0.75%T	天津光学仪器厂

续表

名 称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格			生 产 厂
			波长范围	波长精度	分 辨 率	
红 外 分 光 光 度 计	WFH-400		4000~400 cm ⁻¹	4000~2000 cm ⁻¹ 为±8 cm ⁻¹ 2000~ 400cm ⁻¹ 为 ±2cm ⁻¹	1000cm ⁻¹ 处 ±1.0cm ⁻¹	北京第二光学仪器厂
	WFD-11		4000~400 cm ⁻¹	同 上	1000cm ⁻¹ 处 为±1.5cm ⁻¹	
	WFD-14		4000~650 cm ⁻¹	4000~2000 cm ⁻¹ 为±5 cm ⁻¹ 2000~ 650cm ⁻¹ 为 ±2cm ⁻¹	1000cm ⁻¹ 处 ≤1.5cm ⁻¹	天津光学仪器厂
	WFD-7G		4000~650 cm ⁻¹	4000~2000 cm ⁻¹ 为±10 cm ⁻¹ 2000~ 650cm ⁻¹ 为 ±2cm ⁻¹	3000cm ⁻¹ 处 五个以上吸 收峰	
	7400		4000~400 cm ⁻¹	4000~2000 cm ⁻¹ 为±8 cm ⁻¹ 2000~ 400cm ⁻¹ 为 ±2cm ⁻¹	1000cm ⁻¹ 处 ±1.5cm ⁻¹	上海分析仪器厂
	7650		4000~850 cm ⁻¹	4000~2000 cm ⁻¹ 为±6 cm ⁻¹ 2000~ 650cm ⁻¹ 为 ±3cm ⁻¹	3000cm ⁻¹ 处 五个以上吸 收峰	上海分析仪器厂
双光束荧 光分光光 度计	910	在此波段内对物质作定性、 定量分析和对荧光物质的 分析	激发 220~750nm 荧光 220~600nm	±1nm	1nm	上海第三分析仪器厂
荧 光 分 光 光 度 计	WFD-9	在此波段内对各种物质进 行定性、定量分析和对荧 光物质的分析	激发 220~750nm 发射 220~750nm	0.5nm	分辨深度 ≤5%	天津光学仪器厂
	WFD-271		200~800nm	±0.5nm	优于0.5nm	吉林图们市分析仪器厂
	WFD-16		激发: 365~700nm 发射: 300~750nm	±1nm	分析灵敏度 1PPb (1×10 ⁻⁹ g/ ml)	天津光学仪器厂

续表

名 称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格			生 产 厂
			波长范围	波长精度	分 辨 率	
	GFY-160		激发: 365~405nm 发射: 560~760nm	$\pm 2\text{nm}$	2nm	厦门分析仪器厂
原子吸收分光光度计	WFX-1A	用于无机成分的定量分析 (WF5为单光束WFX-1 I为双光束)	190~860nm	$\pm 0.5\text{nm}$	0.3nm	北京第二光学仪器厂
	WFX-1E		190~860nm	$\pm 0.5\text{nm}$	线色散率 2nm/mm	北京第二光学仪器厂
	WYX-402		190~860nm	$\pm 5\text{\AA}$	能分开Ni三线	沈阳分析仪器厂
	3200		190~860nm	$\leq 0.5\text{nm}$	0.2nm	上海分析仪器厂
	WFX-110		190~860nm	$\leq \pm 5\text{\AA}$	波长重复性 $\leq 3\text{\AA}$ 能分开Ni三线	南京分析仪器厂
	WF5		190~860nm	波长重复性 $< 0.3\text{nm}$ (单向)	精度 $< 1\%$ (Zn, Mg, K)	贵阳新天精密光学仪器公司
	WFX-1		190~860nm	$\pm 0.5\text{nm}$	单色仪狭缝 宽度0.1mm时 $\Delta\lambda = 0.2\text{nm}$	同 上
光电比色计	581-G	用作一般比色分析	灵敏度: $\geq 0.01\text{E}/3\text{ppm}$ 重铬酸钾 稳定度: $\leq 1\%T$ (10分钟) 重现性: $\leq 0.5\%T$			北京环保仪器厂
	GBS-1		滤色片: 340~690nm 10分钟 漂移: $< \pm 1.5\%$ 重现性: $< 0.5\%$			厦门分析仪器厂
	CXC-915		灵敏度: $\geq 0.01\text{E}/3\text{ppm}$ 重铬酸钾 稳定度: $\leq 1\%T$ 重现性: $\leq 0.5\%T$			北京科学仪器厂
荧光光度计	930	用于测定固态发光物质的含量	测量范围: 330~350nm 检出极限: $1 \times 10^{-8}\text{g/ml}$ 硫酸奎宁 (溶剂0.1N硫酸)			上海第三分析仪器厂
	WGY-1		测量范围: $1 \times 10^{-4} \sim 5 \times 10^{-9}\text{g/g}$ 灵敏度: $1 \times 10^{-9}\text{g/g}$ 基本误差: $\leq$ 测量值的 $\pm 5\%$			杭州光学电子仪器厂
双光束差示光度计	771	高含量W分析专用仪器	波长范围: 400nm 高含量分析: 直读99% 最少进样溶液: 10ml			浙江新安江分析仪器厂

续表

称 型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格			生 产 厂	
		波长范围	波长精度	分 辨 率		
全差示光度计	773	重金属元素化学分析 波长范围: 390~700nm 高含量分析: 相对含量99% 微量分析最高分辨率: 0.05ppm 最小进样溶液: 5ml			浙江新安江分析仪器厂	
非色散原子荧光光度计	WFY-2	对铜、锌、镉、铁等数十种元素进行测定, 用于环保、医药、生化等部门			浙江温州市仪器厂	
		灵敏度和检测极限:				
		元素	溶液浓度	峰高 Δ		检出极限
		Mg	4ppb	>5%		$<4 \cdot 10^{-10} \text{g/ml}$
As	4ppb	>5%	$<7 \cdot 10^{-10} \text{g/ml}$			
K	40ppb	>5%	$<5 \cdot 10^{-10} \text{g/ml}$			
变动系数 $\leq 5\%$						
数字式氢化法原子荧光光度计	WFY-3	可对砷、锑、铋、汞等多种元素进行测定			浙江温州市仪器厂	
		灵敏度和检测极限:				
		元素	溶液浓度	峰高 Δ		检出极限
		As	4ppb	>5%		$<7 \cdot 10^{-10} \text{g}$
变动系数 $\leq 5\%$ (Δ 满量程)						

常用电化学分析仪表

表附-1-37

名 称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格	生 产 厂
控制电位电解仪	DIS-52	冶金、工矿等单位作铜、铅、锌、锡等分析	输出电流: $\leq 5\text{A}$, 输出电压: $\leq 15\text{V}$ 灵敏度: $50\text{mV}/5\text{A}$ 控制精度: $\pm 5\text{mV}$	上海第二分析仪器厂
双联电解分析仪	44B	用于铜、铅、锌、镍、锡等有色金属元素定量分析	指示电表精度: <2.5 级, 电热器, $>70\text{W}$ 可调节, 电解电流最大: 8A 最小: 0.2A	上海第二分析仪器厂
示波极谱仪	JP-1A	用于金属和稀有金属元素做微量和杂质分析亦可对有机物进行分析	灵敏度: $1 \times 10^{-7} \text{M}(\text{Ca}^{++})$, 分辨率: 35mV , 极化电位: $+0.5 \sim -2.5\text{V}$, 扫描速度: 250mV/s	成都仪器厂
	JP-2		灵敏度: $1 \times 10^{-3} \sim 1 \times 10^{-8} \text{M}(\text{Ca}^{++})$ 分辨率: 35mV , 极化电位: $-2.7 \sim +2.2\text{V}$	成都仪器厂
笔泵式极谱仪	883	用于对金属和稀有元素作定性定量分析	电介电压范围: $0 \sim -1\text{V}$, $0 \sim -2\text{V}$, $0 \sim -3\text{V}$, $+1 \sim -2\text{V}$, 加电压速度: 每分钟 100mV , 200mV , 300mV	上海分析仪器厂
极谱仪	AD-1	适用于冶金、地质等部门对金属元素、无机离子作分析检测	起始电压: $+2\text{V} \sim -2\text{V}$ (连续可调) 扫描幅度: $\geq 2.5\text{V}$ (连续可调)	江苏金坛分析仪器厂

续表

名 称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格	生 产 厂
快速极谱仪	75-4B	适用于矿物、合金等物中微量或痕量金属杂质分析, 亦可用于电化学研究	扫描电压幅度: $\pm 2V$ 非线性误差: $< 2\%$ 扫描电压速率可调	厦门第二分析仪器厂
自动电位测定仪	ZD-D	用于电位滴定法进行容量分析, pH值及电极电位的控制, 亦可作一般酸度计用	测量范围: pH: $0 \sim 14$, mV: $0 \sim \pm 1400$ mV, $-700 \sim +700$ mV 基本误差: pH: ± 0.1 pH/3pH mV, $\leq \pm 8.4$ mV	上海第二分析仪器厂
光度滴定仪	DT-1	用于测定铝土矿、白云石、菱铁矿、铁锰矿石等中 CO_2 、S、C含量	测量范围: $CO_2 \leq 0.05\% \sim$ 常量, 硫 $\leq 0.05\% \sim$ 常量精度: 1级	江苏电分析仪器厂

常用射线式分析仪表

表附-1-38

名 称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格	生 产 厂
X射线衍射仪	Y-3	作晶体物质结构分析, 精确测定物质晶体结构和单晶定向、晶粒大小、点阵常数, 应力测定以及物相分析等	射线发生器: 管电压: $10 \sim 60kV$ (分档可调), 管电流: $6 \sim 80mA$, 稳定度: $\pm 0.03\%$ 记录柜综合稳定度: 对同位素 $Fe \pm 5$ 优于 0.5%	丹东仪器厂
	XY5-4		射线发生器: 电源电压: $10 \sim 6kV$ 管区电流 $10 \sim 80mA$ 稳定度 0.1% 记录器分辨率: 优于 $2\mu s$	上海第二分析仪器厂
X射线晶体分析仪	IP-1	用于研究物质内部结构, 单晶定向, 物质定性, 测定点阵常数, 残余应力等	管电压: $10 \sim 50kV$ (连续可调), 管电流: $3 \sim 36mA$ (分档可调) 稳定度: 不劣于 $\pm 0.3\%$	丹东仪器厂
X射线衍射荧光分析仪	YG-1-1	可用于物质定性、定量分析	管电压: $10 \sim 60kV$ 管电流: $6 \sim 80mA$ 分析范围: $12Mg-92V$ 整机稳定度: 优于 1%	丹东仪器厂
轻便X射线荧光仪	HYX-1	用于室内、野外、探槽中 对各岩矿、粉末、露头、 溶液等样品进行快速元素 定性定量分析, 在一定 条件下亦可作定量分析	测量范围: $24Cr-92V$ 稳定性: 预热一小时后, 七小时漂移不 大于 1% 定时分档: $10'$, $20'$, $40'$, $100'$ 手控 显示方式: 数字显示 999×10	重庆地质仪器厂
X射线分析仪	XY-4	用于室内、野外现场非破坏性地测定岩矿、露头、 粉末、合金中元素含量	测量范围: $23V-92V$ (目前可测 $Cr, Mn, Fe, Co, Ni, Cu, Pb, Zn, Mo, Sn$ 等十多种元素), 能量积分非线性 $\leq 1\%$, 能量分辨率 $\leq 23\%$, 分辨时间 $\leq 1\mu s$, 使用环境温度 $0 \sim 40^\circ C$	上海地质仪器厂

续表

名 称	型 号	主 要 用 途	主要技术参数和规格	生 产 厂
X射线荧光光谱仪	3070Z (单道)	各种含量的物质定量分析	分析范围: $O_8 \sim U_{92}$ 分析时间: 20元素同时测出结果需43秒	丹东射线仪器公司
X射线荧光光谱仪	3530S (多道)	用于各种含量的物质定量分析	分析范围: $O_8 \sim U_{92}$ 分析时间: 20元素同时测出结果需43秒	丹东射线仪器公司

各种加热炉表

表附-1-39

名 称	管 式 加 热 炉		电 热 板	
·型 号	管 式 电 阻 炉		SB-1.8-4	SB-3.6-4
	SK2-2-10	SK2-2-12		
炉膛容积 (m^3)	$\phi 40 \times 600$	$\phi 40 \times 600$		
加热板面积 (mm^2)			450 × 300	600 × 450
额定温度 ($^{\circ}C$)	1000	1200	≥ 400	≥ 400
额定功率 (kW)	2	2	1.8	3.6
额定电压 (V)	220	220	220	220
相 数	单	单	单	单
外形尺寸 (mm)			460 × 320 × 172	620 × 460 × 184
重量 (kg)	35	35	16.5	31
生 产 厂	上海实验电炉厂	同左	同左	同左

各种电阻炉表

表附-1-40

名 称	箱 式 电 阻 炉				高温箱式电阻炉
电炉型号	SX ₂ -2.5-10	SX ₂ -4-10	SX ₂ -2.5-12	SX ₂ -5-12	SX ₂ -6-13
炉膛尺寸 (mm)	200 × 100 × 80	300 × 200 × 120	200 × 120 × 80	300 × 200 × 120	250 × 150 × 100
额定温度 ($^{\circ}C$)	1000	1000	1200	1200	1300
额定功率 (kW)	2.5	4	2.5	5	6
额定电压 (V)	220	220	220	220	50~230
相 数	单	单	单	单	3
重量 (kg)	35	55	35	55	90
生 产 厂	上海实验电炉厂				

附录-1-41

各种干燥箱表

名 称	电 热 恒 温 干 燥 箱				电热恒温干燥箱	
型 号	202-1 (350×450×450)				202-1 (600×600×750)	
	200℃	250℃	300℃	200℃	250℃	300℃
工作室尺寸(mm)	350×450×450	同左	同左	450×550×550	同左	同左
温度范围 (℃)	室 温 升 50~200	室 温 升 50~250	室 温 升 50~300	室 温 升 50~200	室 温 升 50~250	室 温 升 50~300
额定功率(kW)	2	2.4	2.8	2.4	3.6	6.2
额定电压(V)	220	220	220	220	220	220
相 数	单	单	单	单	单	单
外形尺寸(mm)	500×750×813	同左	同左	600×850×913	650×900×1113	同左
生 产 厂	长沙仪器仪表厂				重庆试验设备厂	

续表

名称	电热保温干燥箱				电热鼓风干燥箱		
型号	CS202-A 300℃	CS202-B 200℃	CS202-B 250℃	CS202-B 300℃	101-I (350×450×450)		
工作室尺寸(mm)	同左	450×550×550	同左	同左	350×450×450	200℃	250℃ 300℃
调温范围 (℃)	10~300	10~200	10~250	10~300	室温升 50~280	室温升 50~250	室温升 50~300
额定功率(kW)	3	2.8	3.2	3.6	2.2	2.6	3
额定电压(V)	220	220	220	220	220	220	220
相数	单	单	单	单	单	单	单
外形尺寸(mm)	同左	600×910×925	同左	同左	500×810×813	同左	同左
生产厂	重庆试验设备厂				长沙仪器仪表厂		

续表

名 称	电热鼓风干燥箱				电热鼓风干燥箱			
	101—I (450×550×550)				CS101—I (350×450×450)			
型 号	200℃	250℃	300℃		200℃	250℃	300℃	CS101—I (450×550×550)
工作尺寸(mm)	450×550×550	同 左	同 左		350×450×450	同 左	同 左	450×550×550
温度范围 (℃)	室温升 50~200	室温升 50~250	室温升 50~300		10~200	10~250	10~300	10~250
额定功率(kW)	2.8	3.2	3.6		2.2	2.6	3	3.2
额定电压(V)	220	220	220		220	220	220	220
相 数	单	单	单		单	单	单	单
外形尺寸(mm)	800×910×910	同 左	同 左		400×810×823	同 左	同 左	600×910×923
生 产 厂	长沙仪器仪表厂				重庆设备试验厂			

注：同类产品尚有上海实验仪器厂及嘉兴电热仪器厂生产。

pH 值 测 定 酸 度 计 表

表附-1-42

名 称	精密酸度计	数字酸度计	酸 度 计	便携式酸度计
型 号	pHS-2	pHS-3	pHS-25C	pHS-20C
pH值测定范围 (pH)	0~14	0~14	0~14	2~12
最小分度 (pH)	0.02	0.01	0.1	0.1
精度 (pH/pH)	0.02/3		0.1/3	0.1/3
重量 (kg)	3	4	2.5	1.9
外形尺寸 (mm)	260×300×160	270×250×90	290×180×90	180×160×110
生 产 厂	上海雷磁仪器厂			

附1.9 我国矿床规模划分标准参考资料

矿床规模划分标准参考表

表附-1-43

顺序号	矿 种 名 称			矿 床 规 模		
				大 型	中 型	小 型
1	2			3	4	5
1	煤	(煤田)	原煤 (10^8t)	>50	10~50	<10
		(煤矿区)	原煤 (10^8t)	>10	5~10	<5
		(井田)	原煤 (10^8t)	>2	0.5~2	<0.5
2	泥炭		(10^4t)	>1000	100~1000	<100
3	缺煤地区		矿石 (10^4t)	>5000	1000~5000	<1000
4	石油		原油 (10^4t)	>10000	1000~10000	<1000
5	天然气		气量 (10^8m^3)	>1000	100~1000	<100
6	油页岩		矿石 (10^8t)	>20	2~20	<2
7	铀		U (t)	>3000	1000~3000	<1000
8	铁	贫矿	矿石 (10^8t)	>1	0.1~1	<0.1
		富矿	矿石 (10^8t)	>0.5	0.05~0.5	<0.05
9	锰		矿石 (10^4t)	>2000	200~2000	<200
10	铬铁矿		矿石 (10^4t)	>500	100~500	<100
11	钒		V_2O_5 (10^4t)	>100	10~100	<10
12	钛	金红石原生矿	TiO_2 (10^4t)	>20	5~20	<5
		金红石砂矿	矿物 (10^4t)	>10	2~10	<2
		钛铁矿原生矿	TiO_2 (10^4t)	>500	50~500	<50
		钛铁矿砂矿	矿物 (10^4t)	>100	20~100	<20
13	铜		Cu (10^4t)	>50	10~50	<10
14	铅		Pb (10^4t)	>50	10~50	<10
15	锌		Zn (10^4t)	>50	10~50	<10
16	钨土矿		矿石 (10^4t)	>2000	500~2000	<500
17	镍		Ni (10^4t)	>10	2~10	<2
18	钴		Co (10^4t)	>2	0.2~2	<0.2
19	钨		WO_3 (10^4t)	>5	1~5	<1
20	锡		Sn (10^4t)	>4	0.5~4	<0.5
21	铋		Bi (10^4t)	>5	1~5	<1
22	钼		Mo (10^4t)	>10	1~10	<1
23	汞		Hg (t)	>2000	500~2000	<500
24	锑		Sb (10^4t)	>10	1~10	<1
25	金	岩金	Au (t)	>20	5~20	<5
		砂金	Au (t)	>8	2~8	<2
26	银		Ag (t)	>1000	200~1000	<200
27	铂族		金属 (t)	>10	2~10	<2
28	钽	原生矿	Ta_2O_5 (t)	>1000	500~1000	<500
		砂矿	矿物 (t)	>500	100~500	<100
29	铌	原生矿	Nb_2O_5 (10^4t)	>10	1~10	<1
		砂矿	矿物 (10^4t)	>2000	500~2000	<500
30	铍		BeO (10^4t)	>1	0.2~1	<0.2

续表

顺序号	矿种名称			矿床规模		
				大型	中型	小型
1	2			3	4	5
31	锂	矿物锂矿	Li_2O (10^4t)	>10	1~10	<1
		盐湖锂矿	LiCl (10^4t)	>50	10~50	<10
32	铍	铍英石	矿物 (t)	>20	5~20	<5
33	铷	(盐湖中的铷另计)	Rb_2O (t)	>2000	500~2000	<500
34	铯		Cs_2O (t)	>2000	500~2000	<500
35	锶	天青石	SrSO_4 (10^4t)	>20	5~20	<5
36	稀土	砂矿	独居石 (t)	>10000	1000~1000	<1000
			磷钇矿 (t)	>5000	500~5000	<500
	原生矿		TR_2O_3 (10^4t)	>50	5~50	<5
	(风化壳矿床)	铈族 TR_2O_3 (10^4t)		>10	1~10	<1
	(风化壳矿床)	钇族 TR_2O_3 (10^4t)		>5	0.5~5	<0.5
37	镉		Cd (t)	>3000	500~3000	<500
38	锆		Ge (t)	>200	50~200	<50
39	镓		Ga (t)	>2000	400~2000	<400
40	铟		In (t)	>500	100~500	<100
41	铪		Hf (t)	>500	100~500	<100
42	铽		Re (t)	>50	5~50	<5
43	铊		Tl (t)	>500	100~500	<100
44	硒		Se (t)	>500	100~500	<100
45	碲		Te (t)	>500	100~500	<100
46	钪		Sc (t)	>10	2~10	<2
47	石灰岩	熔剂灰岩	矿石 (10^8t)	>0.5	0.1~0.5	<0.1
		水泥灰岩	同上 (10^8t)	>0.8	0.15~0.8	<0.15
		制碱灰岩	同上 (10^8t)	>0.5	0.1~0.5	<0.1
		电石灰岩	矿石 (10^8t)	>0.5	0.1~0.5	<0.1
48	白云石		同上 (10^8t)	>0.5	0.1~0.5	<0.1
49	硅石	熔剂用硅石	同上 (10^4t)	>2000	200~2000	<200
		玻璃硅质原料	同上 (10^4t)	>1000	200~1000	<200
50	菱镁石		同上 (10^8t)	>0.5	0.1~0.5	<0.1
51	耐火粘土		同上 (10^4t)	>1000	200~1000	<200
52	萤石(不含伴生萤石)		CaF_2 (10^4t)	>100	20~100	<20
53	重晶石类	矿物	(10^4t)	>200	50~200	<50
54	铁矾土	矿石	(10^4t)	>1000	200~1000	<200
55	铸型用粘土	同上	(10^4t)	>1000	200~1000	<200
56	铸型用砂	同上	(10^4t)	>1000	100~1000	<100
57	硫铁矿	同上	(10^4t)	>1500	200~1500	<200
58	自然硫	S	(10^4t)	>500	100~500	<100
59	磷矿	矿石	(10^4t)	>5000	500~5000	<500
60	钾盐	固态	KCl (10^4t)	>1000	100~1000	<100
		液态	KCl (10^4t)	>5000	500~5000	<500
61	钾长石	矿物	(10^4t)	>100	10~100	<10
62	含钾岩石	矿石	(10^8t)	>1	0.2~1	<0.2
63	明矾石	矿物	(10^4t)	>1000	200~1000	<200
64	化肥用蛇纹岩、橄榄岩	矿石	(10^8t)	>1	0.1~1	<0.1
65	芒硝	同上	(10^4t)	>1000	100~1000	<100

续表

顺序号	矿种名称	矿床规模		
		大型	中型	小型
1	2	3	4	5
	钙芒硝 同上 (10 ⁴ t)	>10000	1000~10000	<1000
66	天然碱 Na ₂ CO ₃ NaHCO ₃ (10 ⁴ t)	>1000	200~1000	<200
67	镁盐 MgCl ₂ /MgSO ₄ (10 ⁴ t)	>5000	1000~5000	<1000
68	钠盐 NaCl (10 ⁴ t)	>10	1~10	<1
69	硝磺石 NaNO ₃ (10 ⁴ t)	>500	100~500	<100
70	碘 I (t)	>5000	500~5000	<500
71	溴 Br (t)	>50000	5000~50000	<5000
72	重晶石、毒重石 矿石 (10 ⁴ t)	>1000	200~1000	<200
73	砷 As (10 ⁴ t)	>5	0.5~5	<0.5
74	硼(内生硼矿) B ₂ O ₃ (10 ⁴ t)	>500	10~50	<10
75	云母 工业原料云母(t)	>1000	200~1000	<200
76	石棉 超基性岩型蛇纹石石棉 矿物 (10 ⁴ t)	>500	50~500	<50
	蛇纹岩石棉 矿物 (10 ⁴ t)	>50	10~50	<10
77	蓝石棉 同上 (t)	>1000	100~1000	<100
78	金刚石 原生矿 同上 (万克拉)	>100	20~100	<20
	砂矿 同上 (同上)	>50	10~50	<10
79	压电水晶 单晶 (t)	>2	0.2~2	<0.2
80	熔炼石英 矿物 (t)	>100	10~100	<10
81	光学水晶 同上 (t)	>0.5	0.05~0.5	<0.05
82	工艺水晶 同上 (t)	>0.5	0.05~0.5	<0.05
83	冰洲石 同上 (t)	>1	0.1~1	<0.1
84	光学萤石 同上 (t)	>1	0.1~1	<0.1
85	石墨 晶质 同上 (10 ⁴ t)	>100	20~100	<20
	隐晶质 矿石 (10 ⁴ t)	>1000	100~1000	<100
86	滑石 同上 (10 ⁴ t)	>500	100~500	<100
87	石膏 同上 (10 ⁴ t)	>3000	1000~3000	<1000
88	水泥混合材 同上 (10 ⁴ t)	>2000	200~2000	<200
89	水泥粘土质原料 矿石 (10 ⁴ t)	>2000	500~2000	<500
90	高岭土 粘土量 (10 ⁴ t)	>500	100~500	<100
91	砖瓦粘土 矿石 (10 ⁴ t)	>2000	500~2000	<500
92	膨润土 同上 (10 ⁴ t)	>5000	500~5000	<500
93	硅土 同上 (10 ⁴ t)	>1000	200~1000	<200
94	海泡石 粘土量 (10 ⁴ t)	>500	100~500	<100
95	花岗石和大理石 矿石 (10 ⁴ m ³)	>50	25~50	<25
96	凹凸棒石 粘土量 (10 ⁴ t)	>500	100~200	<100
97	叶腊石 矿石 (10 ⁴ t)	>200	50~200	<50
98	浮石 同上 (10 ⁴ t)	>300	80~300	<50
99	沸石 同上 (10 ⁴ t)	>5000	500~5000	<500
100	蛭石 同上 (10 ⁴ t)	>100	20~100	<20
101	珍珠岩 同上 (10 ⁴ t)	>2000	500~2000	<500
102	硅灰石 矿物 (10 ⁴ t)	>100	20~100	<20
103	铸石(辉绿岩玄武岩) 矿石 (10 ⁴ t)	>1000	200~1000	<200
104	建筑 大理岩 同上 (10 ⁴ m ³)	>1000	200~1000	<200

续表

顺序号	矿种名称	矿床规模		
		大型	中型	小型
1	2	3	4	5
105	建筑、石材、花岗石 矿石 (10^4m^3)	>5000	$1000\sim5000$	<1000
106	刚玉 矿物 (10^4t)	>1	$0.1\sim1$	<0.1
107	石榴石 同上 (10^4t)	>500	$50\sim500$	<50
108	天然油石 矿石 (10^4t)	>100	$10\sim100$	<10
109	供水水源地 允许开采量 (m^3/d)	>50000	$10000\sim50000$	<10000
110	地热田 发电能力 (kW)	>50000	$10000\sim50000$	<10000

注: 1. 有些矿产是按有用组分(元素或矿物)或矿石量计算储量和划分规模的。还有些按有用组分和矿石量两者同时计量的。这里只列出一种并据以划分矿床规模。

2. 关于小型矿床规模的下限和需否进一步分小小小型矿床及其规模尚待总结实践经验拟定。

附1.10 岩矿分析允许偶然误差^①

总 则

(1) 全分析各组分, 除按允许误差检查外, 其各项百分数的总和应不低于99.3, 不高于100.70。如其中有不能合理相加之组分存在时, 可不受此限制。

(2) 水分析未具体规定每个组分的允许误差, 按以下公式检查分析质量:

$$\frac{\sum K - \sum K}{\sum K + \sum K} \times 100 \leq \pm 2.0\%$$

式中 $\sum K$ ——每公升阳离子毫克当量数;

$\sum A$ ——每公升阴离子毫克当量数。

上列要求适用于 $\sum K + \sum A > 5$ 。当 $\sum K + \sum A < 5$ 时, 可不必追求此精确度。

$$\text{pH} \leq \pm 0.3$$

(3) 物相分析应由化验、鉴定(有时还有选矿)共同配合, 确定分析结果。各相的允许误差一般可参照该元素的允许偶然误差执行。此外, 该元素总量大于3%时, 分量总和与单独测定的总量的相对误差不得超过10%。

该元素总量0.2~3%时, 分量总和与单独测定的总量的相对误差不得超过20%。

该元素总量小于0.2%时, 分量总和与单独测定的总量的相对误差不得超过30%。

(4) 单矿物常量分析、半微量分析均按误差表中允许偶然误差控制。

单矿物微量分析按误差表中允许偶然误差放宽50%。

(5) 半定量分析按以下公式检查分析质量:

$$\frac{A - B}{A + B} \times 100 \leq \pm 50\%$$

式中 A ——第一次分析结果;

B ——第二次分析结果。

(6) 凡组分含量小于误差表中组分之最低含量, 未列出绝对允许误差者, 一般可不计

① 国家地质总局1978年3月颁发, 试行。

误差。若遇特殊情况，可与送样单位、有关部门商订切合要求的允许误差。

分析样品的主要组分因含量低而无工业价值时，次要组分一般可不计误差。

(7) 若某一矿种或某一组分有特殊要求时，应与送样单位、有关部门商订切合要求的允许误差。

铁 矿

表附-1-44

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
TFe或SFe	>45	2		平炉富矿边界品位45%，高炉富矿边界品位28%， 贫矿边界品位15%
	30~45	3		
	20~30	4		
	10~20	6		
FeO	>5	5		TFe/FeO>3.5为氧化矿
	<5		0.5	
S或P	>0.2	10		平炉富矿S、P<0.1~0.15%，高炉富矿S<0.2 ~0.3%，P<0.3~0.25%
	<0.2		0.02	
As	>0.05	20		平炉富矿<0.04% 高炉富矿<0.07%
	<0.05		0.01	
Cu、Pb或Zn	>0.1	20		平炉富矿Cu、Pb、Zn<0.04%，高炉富矿Cu、 Zn<0.2%，Pb<0.1%，综合利用Cu、Pb>0.2% Zn>0.5%
	<0.1		0.02	
Sn	>0.1	20		平炉富矿<0.04%，高炉富矿<0.08%，综合利 用>0.1%
	<0.1		0.02	
Ni	>0.2	15		综合利用>0.2%
	0.1~0.2	20		
Co	>0.1	10		综合利用>0.02%
	0.01~0.1	20		
	<0.01		0.002	
Mo	>0.05	20		>3%作含锰铁矿石用，矿石含锰，冶炼时有 利于脱硫、脱氧
	0.01~0.05	30		
Mn	>2	7		综合利用>5%
	<2		0.15	
TiO ₂	>3	7		综合利用>5%
	<3		0.25	
Cr ₂ O ₃	>2	7		平炉富矿要求，含铬低， 综合利用>3%
	0.1~2	20		
	<0.1		0.25	
V ₂ O ₅	>0.5	10		综合利用>0.1%
	0.1~0.5	20		
	0.05~0.1		0.02	

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
SiO ₂	>15	5		冶炼造渣一般要求(平炉特级品<2%) TFe>80%的矿样, SiO ₂ 2~5%时, 采用20% 相对允许误差; SiO ₂ <2%时, 采用0.4%绝 对允许误差
	10~15	8		
	5~10	15		
	<5		0.3	
Al ₂ O ₃	>10	5		冶炼造渣一般要求
	5~10	8		
	1~5	20		
	<1		0.3	
CaO或MgO	>5	10		冶炼造渣一般要求
	1~5	20		
	<1		0.3	
			0.5	

锰 矿

表附-1-45

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Mn	>20	2		边界品位: 1.氧化锰矿 富矿20~25% 贫矿10~15% 2.碳酸锰矿 富矿12~20% 贫矿≥8%
	10~20	3		
	5~10	4		
	2~5	7		
TFe	>30	3		工业上有锰铁比的要求
	25~30	4		
	10~20	6		
	5~10	10		
	<5		0.5	
P	>0.1	15		每1%Mn中含P≤0.005%
	0.05~0.1	20		
	<0.05		0.01	
其它项目		同 铁 矿		

化 工 用 放 电 锰 矿

表附-1-46

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
MnO ₂	>70	2		55%以上划品级, 相差5%影响品级,
	50~70	3		
TFe	<7		0.3	<6.5%, 相差0.7~1%影响品级

金 红 石

表附-1-47

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
TTiO ₂ 或金红石TiO ₂	>30	3		原生矿边界品位1.4%, 砂矿边界品位矿物1kg/m ³
	10~30	4		
	5~10	5		
	2~5	7		
	0.5~2 砂矿	10		
	>0.1	20		
	0.05~0.1	30	0.01	
其它项目		同 铁 矿		

钛 铁 矿

表附-1-48

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
TiO ₂	>15	4		原生矿边界品位5%, 砂矿边界品位10kg/m ³
	5~15	5		
	3~5砂矿	7		
	>0.5	10		
	0.1~0.5	20		
其它项目		同 铁 矿		

铬 矿

表附-1-49

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Cr ₂ O ₃	>30	2		富矿边界品位25%, 贫矿边界品位5%, 砂矿边界品位1.5%
	20~30	3		
	10~20	4		
	1~10	7		
TFe	>30	3		
	20~30	4		
	10~20	6		
	5~10	10		
	<5		0.5	
FeO	>5	10		
	<5		0.5	
SiO ₂	>5	10		富矿杂质<1.2~11%
	2~5	15		
	<2		0.3	
CaO	>3	10		富矿杂质<2%
	<3		0.3	

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
MgO	>10	5		综合利用
	5~10	10		
	1~5	20		
S或P	>0.05	20		富矿杂质S<0.05%, P<0.03~0.07%
	<0.05		0.01	
其它项目		同 铁 矿		

钒 矿

表附-1-50

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
V ₂ O ₅	>0.5	10		钒矿边界品位0.5%
	0.1~0.5	20		钒矿边界品位0.3%
其它项目		同 铁 矿		

有色金属矿石分析允许偶然误差表

表附-1-51

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Cu	>3	7		边界品位0.2~0.3%
	0.5~3	10		
	0.1~0.5	15		
Pb	>15	4		边界品位0.3~0.5%
	5~15	6		
	1~5	12		
	0.2~1	20		
Zn	>25	9		边界品位0.5~1.0% 含量段品级的铅锌含量, 其允许偶然误差用较低一级的误差规定要求
	10~25	6		
	1~10	15		
	0.1~1	20		
Ni	>3	5		硫化镍边界品位0.3% 硫酸镍边界品位0.5%
	1~3	8		
	0.1~1	15		
Co	>1	6		边界品位0.02% (钴土矿0.3%) 综合利用0.01% (在主组分块段的范围内有多少算多少)
	0.1~1	10		
	0.01~0.1	20		
	<0.01		0.002	
Sn	>2	5		原生矿边界品位0.1~0.2%
	1~2	10		
	0.25~1	15		
	0.05~0.25	20		

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Sn	砂矿 ≥0.02 ≤0.02	30	0.006	砂矿边界品位0.02%
WO ₃	≥5 1~5 0.25~1 0.04~0.25	7 10 15 25		原生矿边界品位0.05~0.08%
	砂矿 ≥0.02 ≤0.02	30	0.006	砂矿边界品位0.02%
Mo	≥1 0.25~1 0.05~0.25 0.01~0.05	7 10 20 30		边界品位0.02%
Sb	≥10 2~10 0.5~2	5 12 20		边界品位0.7%
Bi	≥0.6 0.1~0.6 0.01~0.1	15 20 30		边界品位0.2~0.5%，综合利用0.02~0.1% (顺便回收0.001%) 单独矿床，Bi<0.1%时，可不计误差
Hg	≥2 0.25~2 0.02~0.25	7 15 30		边界品位0.01~0.04% 若为裂隙充填矿床或似层状矿床，Hg<0.02%时， 采用0.005%允许绝对误差
Cd	≥0.1 0.01~0.1 0.002~0.01 ≤0.002	10 20 50	0.001	综合利用0.002%
Cr ₂ O ₃	≥2 ≤2	7	0.2	综合利用>3%
V ₂ O ₅	≥0.5 0.1~0.5	10 20		综合利用>0.2%
TF ₂ 或SFe	≥30 20~30 10~20	3 4 6		
BaSO ₄	≥5 2~5	7 10		铅锌矿综合利用>4%
S	≥20 5~20 1~5	2 5 8		综合利用>3%

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
P	>0.2 <0.2	15	0.03	
As	>10 2~10 0.5~2 0.1~0.5	4 5 10 20		边界品位3% 综合利用0.2%
SiO ₂	>30 15~30 5~15 <5	3 5 15	0.8	冶炼造渣, 一般要求
Al ₂ O ₃	>20 5~20 1~5 <1	4 8 20	0.3	冶炼造渣, 一般要求
CaO或MgO	>25 5~25 1~5 <1	5 10 20	0.3	冶炼造渣, 一般要求
TiO ₂	>3 <3	7	0.25	
CaF ₂	>5		1	铅锌矿综合利用>10%

贵金属矿石分析允许偶然误差范围

表附-1-52

组 分	含 量 (g/t)	允许偶然误差		备 注
		相 对 (%)	绝 对 (g/t)	
Au	>100 50~100 20~50 5~20 3~5 1~3	5 8 10 15 20	0.4	脉金边界品位1~2 g/t 综合利用: Au 1~3 g/t时, 采用20%相对允许误差; <1 g/t时, 采用0.2 g/t绝对允许误差
Ag	>100 50~100 10~50 <10	10 15 20	3	边界品位50 g/t 综合利用 5 g/t
Pt或Pd	>5 1~5 0.1~1 <0.1	15 20 30	0.03	

续表

组 分	含 量 (g/t)	允许偶然误差		备 注
		相 对 (%)	绝 对 (g/t)	
Ir, RhOs或Ru	>5	10		
	1~5	15		
	0.1~1	20		
	0.01~0.1	40		
	0.001~0.01		0.005	

放射性、稀有分散元素分析允许误差表

表附-1-53

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
U	>1	7		边界品位0.03%, 伴生矿床0.01~0.02%。若为放射性有害杂质检查, >0.005%时, 采用20%相对允许误差, <0.005%时, 采用0.001%绝对允许误差
	0.1~1	10		
	0.03~0.1	15		
	0.01~0.03	20		
	<0.01		0.003	
Ra	$>3 \times 10^{-9}$ (g/g)	7		$<1 \times 10^{-10}$ g/g对矿床评价意义不大
	$3 \times 10^{-10} \sim 3 \times 10^{-9}$	10		
	$1 \times 10^{-10} \sim 3 \times 10^{-10}$	15	1.5×10^{-11} g/g	
ThO ₂	>10	5		边界品位0.1%
	1~10	10		
	0.1~1	20		
	0.01~0.1	20		
Nb ₂ O ₅	>5	5		边界品位Nb ₂ O ₅ + Ta ₂ O ₅ 0.01%
	1~5	10		
	0.05~2	15		
	0.01~0.05	20		
	0.005~0.01	30	0.002	
Ta ₂ O ₅	>2	5		边界品位0.02%。综合利用>0.003%非综合利用BeO<0.01%时可不计误差
	0.2~2	10		
	0.01~0.2	20		
	0.005~0.01	30	0.002	
	<0.005			
BeO	>3	5		
	0.2~3	10		
	0.03~2	20		
	0.005~0.03	30	0.002	
	<0.005			

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
ZrO ₂ +HfO ₂ ZrO ₂ 或HfO ₂	>3	5		ZrO ₂ 边界品位0.5% 砂矿边界品位矿物1kg/m ³ (综合利用0.5kg/m ³)
	0.4~3	10		
	0.1~0.4	20		
	砂矿			
	>0.05	25		
	0.02~0.05	30	0.005	
	<0.02			
Li ₂ O	>3	7		边界品位0.5%, 综合利用0.05% 非综合利用, Li ₂ O>0.1%时, 可不计误差
	1~3	15		
	0.1~1	20		
	0.03~0.1	25		
Rb ₂ O	>1	10		综合利用0.03%
	0.1~1	20		
	0.01~0.1	25		
Cs ₂ O	>1	10		综合利用0.01%
	0.1~1	20		
	0.01~0.1	25		
	0.005~0.01		0.003	
RE ₂ O ₃	>30	3		若分量以轻稀土为主, RE ₂ O ₃ <0.2%时, 可不计误差
	10~30	5		
	3~10	8		
	1~3	15		
	0.02~1	20		
	0.02~0.2	30		
Ce ₂ O ₃	>3	5		
	1~3	10		
	0.1~1	20		
La ₂ O ₃ 等其它轻稀土元素	>3	5		
	1~3	10		
	0.1~1	20		
	0.02~0.1	25		
Y ₂ O ₃	>1	10		
	0.2~1	15		
	0.05~0.2	20		
	0.01~0.05	30		
Yb ₂ O ₃ 等其它重稀土元素	>1	10		
	0.2~1	15		
	0.02~0.2	20		
	0.003~0.02	30		
	<0.03		0.001	
SrO	>40	3		边界品位天青石矿物40%, 综合利用无工业指标
	20~40	4		
	5~20	7		
	1~5	15		

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Se或Te	>0.1 0.01~0.1 0.001~0.01 <0.001	10 20 30	0.0003	综合利用0.000x~0.001%
In或Ge	>0.2 0.01~0.2 0.001~0.01 0.0005~0.001 <0.0005	10 15 20 40	0.0002	综合利用0.0005%
Ga或Tl	>0.2 0.01~0.2 0.001~0.01 0.0005~0.001	10 15 20	0.0003	综合利用0.01%
Re	>0.01 0.001~0.01 0.0005~0.001 <0.0005	15 20 40	0.0002	综合利用 原矿0.0002%, 精矿0.001%
Sc ₂ O ₃	>0.01 0.005~0.01	20 30		

磷 矿

表附-1-54

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
P ₂ O ₅	>15 5~15 1~5		0.7 0.5 0.3	品质磷矿边界品位2~2.5%, 磷块岩边界品位8% (选矿效果好可降至5%) 非晶质磷矿, P ₂ O ₅ < 4%时可不计误差
R ₂ O ₃	>5 <5	10	0.5	富矿杂质 < 6% (不作指标, 供选择生产工艺参考), Fe ₂ O ₃ 或Al ₂ O ₃ 之允许误差同R ₂ O ₃ 之允许误差
MgO	>5 <5	10	0.5	富矿杂质 (查清含量, 供选择生产工艺参考)
CaO	>25 <25		1 0.7	
CO ₂	>10 5~10 <5	7 10	0.5	富矿杂质 < 4% (不作指标, 供选择生产工艺参考)
F或Cl			0.3	氟可回收利用, 生产氟硅酸钠和冰晶石

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
I	<0.01	20		
	0.005~0.01	30		
	<0.005		0.001	

硫 铁 矿 或 自 然 硫

表附-1-55

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
S	>20	2		边界品位 8%，综合利用 3~6%， 非综合利用，S<6%时可不计误差
	12~20	3		
	5~12	4		
	2~5	8		
Fe	>30	3		
	10~30	6		
	5~30	10		
As	>0.5	10		富矿杂质<0.5% (可综合回收)
	<0.5		0.05	
F	>0.05	20		富矿杂质<0.05% (可综合回收)
	<0.05		0.01	
Pb或Zn	>0.5	15		富矿杂质Pb+Zn<1% (可综合回收)
	<0.5		0.03	
有机C	>10	5		富矿杂质<8%
	<10		0.5	

明 矾 石

表附-1-56

组 分	含 量 (%)	允许绝对误差 (%)	备 注
SO ₂	>20	0.7	边界品位SO ₃ 7.72%
	10~20	0.6	
	5~10	0.5	
Al ₂ O ₃	>20	0.9	炼铝用
	10~20	0.7	
K ₂ O或Na ₂ O	>5	0.5	制钾肥用
	1~5	0.3	
S ²⁻		0.5	富矿杂质，黄铁矿越少越好
SiO ₂	>10	0.5	富矿杂质高岭土<12%
	<10	0.4	

重晶石、毒重石

表附-1-57

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
BaO	>50	2		边界品位BaSO ₄ 10%,富矿BaSO ₄ >85%划品级
	20~50	5		
	10~20	6		
	5~10	10		
SiO ₂	>3	15		重晶石富矿杂质1.5~2.5%影响品级
	<3		0.4	
Fe ₂ O ₃	>1	20		重晶石富矿杂质0.5~1.5%影响品级
	<1		0.2	
Al ₂ O ₃	>2	15		重晶石富矿杂质1~2%影响品级
	<2		0.3	
CaO	>7	10		毒重石富矿杂质<7%
	<7		0.7	
可溶盐	>1	15		重晶石富矿杂质0.3~1%影响品级
	0.3~1	20		
	<0.3		0.06	
SO ₃	>20	4		
	10~20	6		
	<10		0.6	
CO ₂			0.5	
CaF ₂			1	
BaSO ₄ 或BaCO ₃	>85	2		
	50~85	3		
	20~50	5		
	5~20		1	
Cu	>0.1	15		有害杂质,不可含Cu
	0.05~0.1	20		
	<0.05		0.01	
Pb或Mn	>0.1	20		有害杂质,不可含Pb、Mn
	<0.1		0.02	
SiO ₂	>0.2	25		造纸工业用有害杂质,含石英量应很低
	<0.2		0.05	
Fe ₂ O ₃	>0.1	30		造纸工业用有害杂质,不可含Fe
	<0.1		0.03	
R ₂ O ₃	>0.2	25		橡胶工业用有害杂质应很少
	<0.2		0.05	
CaO	>0.5	20		橡胶工业用有害杂质<0.36%
	<0.5		0.1	

天 青 石

表附-1-58

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
SrO	>40	3		边界品位40%
	20~40	5		
BaO	10~20	6		
	5~10	10	0.5	
	<5			
CaO	>7	10		
	<7		0.7	
MgO	>10		0.6	
	1~10		0.5	
	<1		0.4	
SO ₃	>30	3		
	20~30	4		
	10~20	6		
	<10		0.6	
Fe ₂ O ₃	>3	10		
Al ₂ O ₃	<3		0.3	
SiO ₂	>10		0.6	
	<10		0.5	
CO ₂	>10		0.7	
	<10		0.5	
CaF ₂			1	

石 青

表附-1-59

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
CaO	>25		0.6	边界品位CaSO ₄ ·2H ₂ O45%
	10~25		0.5	
SiO ₂	>1		0.4	
	<1		0.2	
Fe ₂ O ₃ ·Al ₂ O ₃ 或MgO	>3	10		化工用Fe、Mg等氧化物<2~5%
	<3		0.3	
K ₂ O或Na ₂ O	>3	10		
	<3		0.3	
SO ₃	>20		0.6	
	15~20		0.5	

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Cl	>5 1~5 <1	10	0.5 0.3	
酸不溶物			0.5	
H ₂ O ⁺			0.4	
H ₂ O ⁻			0.4	

芒 硝 (包括钙芒硝)

表附-1-60

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
SO ₃	>20 10~20 <10		0.6 0.5 0.4	芒硝边界品位Na ₂ SO ₄ 60%, 钙芒硝 边界品位7~10%; 若非钙芒硝矿样, SO ₃ 、 Na ₂ O<20%时, 可不计误差
Na ₂ O	>25 4~25 <4		0.8 0.6 0.3	
K ₂ O	>1 <1	15	0.2	
SiO ₂	>30 <30		0.7 0.6	
Al ₂ O ₃	>3 <3		0.6 0.4	
Fe ₂ O ₃	>1 0.1~1 <0.1	20 30	0.03	无工业指标, 只要求查清含量供开采时参考处理
CaO或MgO	>3 1~3 <1	10	0.3 0.2	无工业指标, 只要求查清含量以便开采时分离和 利用
Cl	>5 1~5 <1	10	0.5 0.3	同 上
Br	>0.01 0.005~0.01 0.001~0.005 <0.001	20 30 40	0.0004	
水不溶物	>5 <5		1 0.5	无工业指标, 只要求查清含量供开采时参考处理
总 水			0.8	

盐矿、盐湖淤泥

表附-1-61

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Na	>20	3		岩盐边界品位NaCl10~15%, 池盐边界品位NaCl30% (池盐: Na<8%可不计误差, Cl<15%时可不计误差)
	10~20	5		
	5~10	10		
	<5	15		
K	>1	15		岩盐中伴生KCl>0.5%可作为伴生钾盐计算储量
	<1		0.2	
Ca	>1	20		无工业指标, 只要求查清含量以便分离和利用
	<1		0.2	
Mg	>1	10		无工业指标, 只要求查清含量, 考虑泻盐对人体有害, 允许误差严一些
	<1		0.1	
Ba			0.002	有害
Cl	>20	3		池盐: Cl<15%时可不计误差
	10~20	5		
	4~10	10		
SO ₄ ²⁻	>2		0.4	
	<2		0.2	
B ₂ O ₃	>1	10		盐湖硼矿边界品位B ₂ O ₃ 0.5%
	0.2~1	20		
	<0.2		0.05	
Br或I	>0.1	20		
	<0.1		0.02	
水不溶物	>5		1.0	无工业指标, 只要求查清含量
	<5		0.5	
总 水	>10	5		
	<10		0.5	

钾 盐

表附-1-62

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
K或Na	>10	5		边界品位KCl 2%, 计算伴生钾盐储量KCl可低至0.5%
	5~10	10		
	1~5	15		
	<1		0.2	
Mg或Ca	>10		0.5	与盐矿同, 但钾盐(杂卤石)含Mg、Ca高
	1~10		0.4	
	<1		0.3	

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Cl	>10 5~10 <5	5 10	0.5	
SO ₄ ²⁻	>20 10~20 2~10 <2		0.6 0.5 0.4 0.2	与盐矿同, 但钾盐(杂卤石)含SO ₄ ²⁻ 高
B ₂ O ₃	>1 0.2~1 <0.2	10 20	0.05	
Br或I	>0.1 <0.1	20	0.02	
水不溶物	>5 <5		1 0.5	
总 水	>10 <10	5	0.5	

钾长石、含钾岩石、伟晶花岗岩

表附-1-63

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
K ₂ O	>10 3~10		0.7 0.5	边界品位K ₂ O 6% (钾肥用)
Na ₂ O	>4 <4		0.6 0.4	钾肥用<3%, 研磨用<4%, 无线电陶瓷用<3%
SiO ₂			0.7	玻璃原料用<70%, 研磨用>60%, 电瓷用>70%
Al ₂ O ₃			0.7	玻璃原料, 研磨用>18% 电瓷用>17%
Fe ₂ O ₃ △	>2 0.5~2 0.1~0.5 <0.1	10 15 25	0.03	玻璃原料用<0.2%, 研磨用<1.5%, 无线电陶瓷用<0.1%
CaO或MgO△	>2 0.8~2 <0.8	15	0.3 0.2	钾肥用CaO+MgO<2%, 无线电陶瓷用CaO 0.5%, MgO 0.5%
TiO ₂ △	>0.1 <0.1	30	0.03	无线电陶瓷要求微量, 日用陶瓷Fe ₂ O ₃ +TiO ₂ <0.2%

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
SO ₂ (全硫)			0.1	
灼 失 量			0.5	陶瓷用 1%

注: △不作陶瓷, 电瓷和玻璃原料用, Fe₂O₃ < 2% 时, 采用 0.2% 绝对允许误差。不作陶瓷和电瓷原料用, TiO₂ 皆采用 0.3 绝对允许误差。

萤 石

表附-1-64

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
CaF ₂	>5		1	边界品位 10%
SiO ₂	>4 2~4 <2		0.6 0.4 0.3	富矿杂质: 化工陶瓷、炼铝 < 1~3%, 炼钢 < 20%
CaO	>1 <1	20	0.2	富矿杂质: 化工 CaCO ₃ < 1.25%, 陶瓷 CaCO ₃ < 1%
Fe ₂ O ₃	>0.2 <0.2	20	0.04	富矿杂质: 玻璃 < 0.2%, 陶瓷 < 0.12%
BaO	>5 1~5 <1	10 15	0.15	富矿杂质: 化工 BaSO ₄ < 1%
△Pb或Zn	>1 0.5~1 0.5	10	0.1 0.05	富矿杂质: 化工 Pb 或 Zn < 1%, 炼铝 Pb 0.05%
MgO			0.2	
Sb			0.15	综合利用
S△	>1 <1		0.2 0.1	富矿杂质: 化工炼铝 < 0.05%, 炼钢 < 1.5

注: △富矿炼铝用, Pb < 0.1% 时, 应采用 0.02% 绝对允许误差, 富矿化工或炼铝用, S < 0.1% 时, 应采用 0.02 绝对允许误差。

滑石、叶腊石

表附-1-65

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
SiO ₂			0.7	
MgO			0.8	
CaO	>2 1~2 <1	15	0.3 0.2	各类用途 < 0.8~1.5%

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Fe_2O_3	>0.5 <0.5	15	0.08	各类用途 $<0.5\sim 2\%$,叶腊石陶瓷用要求含Fe低
TiO_2	>0.5 <0.5	15	0.08	叶腊石,陶瓷用要求含Ti低
Al_2O_3	>5 <5	10	0.05	滑石陶瓷用 $<4\%$, (叶腊石 Al_2O_3 采用0.8%绝对允许误差)
As	0.003		0.005	叶腊石制糖果用 $<0.0014\%$
灼失量			0.5	
H_2O^+			0.5	

蛇纹岩、橄榄岩、超基性岩

表附-1-86

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
MgO	>30 $20\sim 30$		0.8 0.6	边界品位25%
SiO_2	>30 <30		0.7 0.6	
Fe_2O_3	>5 $2\sim 5$ <2	10	0.5 0.3	
Al_2O_3			0.5	
CaO	>2 <2	15	0.3	
FeO			0.5	
灼失量			0.7	
Ni, Cr		同有色金属矿石		
其它项目		同硅酸盐		

铝 土 矿

表附-1-87

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Al_2O_3	≥ 50 < 50		1.5 0.9	边界品位 $>40\%$

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
SiO ₂			0.5	
TiO ₂	≥5		0.3	
	2~5		0.3	
	<2		0.2	
Fe ₂ O ₃	≥3	10		炼铝无严格要求, 但一般要求铝铁比>2.5, 耐火材料<2.5~3%
	<3		0.2	
CaO	≥0.8	20		炼铝无限制, 耐火材料<0.6~0.8%
	<0.8		0.18	
MgO	≥1.5	15		炼铝<1.5%
	<1.5		0.2	
S	≥1	10		耐火材料<1%
	<1		0.1	
CO ₂			0.5	<2%
P ₂ O ₅	≥0.6	10		炼铝<0.6%
	<0.6		0.06	
灼 失 量			0.7	

日用陶瓷、建筑卫生陶瓷用高岭土

表附-1-68

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Al ₂ O ₃	>25		0.7	日用陶瓷用>16% 建筑卫生陶瓷>13%
	10~25		0.5	
SiO ₂			0.7	
Fe ₂ O ₃	>1.5	10		日用陶瓷用Fe ₂ O ₃ <0.5~1%, 建筑卫生陶瓷Fe ₂ O ₃ +TiO<0.8~5%
	0.5~1.5		0.15	
	<0.5		0.1	
TiO ₂	>0.5	20		日用陶瓷TiO ₂ <0.5~1%
	<0.5		0.1	
CaO或MgO	>1	20		CaO<0.8%
	<1		0.2	
MnO(全锰)	>0.1	20		日用陶瓷<0.1%
	<0.1		0.02	
SO ₃ (全硫)	>0.3	20		<0.2~0.3%
	<0.3		0.06	

绝缘陶瓷用高岭土

表附-1-69

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Al ₂ O ₃	>25		0.7	>30%
	10~25		0.5	
SiO ₂			0.7	
Fe ₂ O ₃	>1.5	15		<0.5~1.2%
	<1.5		0.1	
TiO ₂	>1	20		电瓷<1% 无线电陶瓷要求微量
	0.1~1	20		
	<0.1		0.03	
CaO或MgO	>0.5	20		CaO+MgO<1~2%
	<0.5		0.1	
K ₂ O或Na ₂ O	>0.5	20		无线电陶瓷K ₂ O+Na ₂ O<0.4~0.6%
	<0.5		0.1	
灼 失 量			0.6	

陶瓷原料用粘土

表附-1-70

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Al ₂ O ₃	>20		0.7	
	10~20		0.5	
SiO ₂			0.7	
Fe ₂ O ₃	>2	10		<1~5%
	<2		0.2	
TiO ₂	>2	10		<1~1.5%
	<2		0.2	
CaO或MgO	>2	10		<0.8~2%
	<2		0.2	
K ₂ O或Na ₂ O	>3	15		高可塑性粘土K ₂ O+Na ₂ O<3.5%
	<3		0.3	
SO ₃	>0.3	20		<0.3%,最好没有
	<0.3		0.05	
灼 失 量			0.6	

水泥用粘土(包括黄土、页岩等)

表附-1-71

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Al_2O_3	>20		0.7	水泥成分
	<10		0.5	
SiO_2			0.7	水泥成分
Fe_2O_3			0.6	水泥成分
CaO	>10		0.7	水泥成分
	<10		0.4	
TiO_2			0.3	有害杂质
MgO	>3	10		$<2\sim3\%$
	<3		0.3	
K_2O 或 Na_2O	>1.5	15		$K_2O + Na_2O < 2\sim4\%$
	<1.5		0.2	
SO_3 (全硫)	>1	20		
	<1		0.2	
灼 失 量			0.6	

冶金辅助原料用粘土

表附-1-72

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Al_2O_3	>40		0.8	$Al_2O_3 + TiO_2 > 25\%$
	$30\sim40$		0.7	
	$10\sim30$		0.6	
TiO_2	>2		0.4	
	<2		0.2	
SiO_2			0.7	
Fe_2O_3	>3	10		$<0.5\sim3.5\%$
	$1\sim3$		0.2	
	<1		0.1	
CaO 或 MgO	>1	15	0.15	$CaO < 0.5\sim2\%$, $CaO + MgO < 0.6\sim1.5\%$
	$0.5\sim1$			
	<0.5		0.1	
K_2O 或 Na_2O	>1	20		$K_2O + Na_2O < 1.5\sim2\%$
	<1		0.2	
SO_3	>0.3	20		
	<0.3		0.06	
灼 失 量			0.6	$<15\%$

冶金、耐火材料用石英砂

表附-1-73

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
SiO ₂	>95 70~95		0.7 0.1	>96~98%, 耐火泥>85%
Fe ₂ O ₃	>1.5 <1.5	10	0.15	耐火材料<0.5~1.5%, 相差0.5%影响品级
Al ₂ O ₃	>1.5 <1.5	10	0.15	<0.5~1.5%, 相差0.2~0.5%影响品级
CaO	>1.5 0.5~1.5 <0.5	10	0.15 0.1	<0.3~1.5%
P ₂ O ₅	>0.03 <0.03	20	0.006	硅铁原料<0.02~0.03%

铸型用石英砂

表附-1-74

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
SiO ₂	>95 70~95		0.5 1	I级品97%, II级品96%, III级品94%, IV级品90%, 铸铁80%
Fe ₂ O ₃	>1 <1	15	0.15	<0.75~1.5%
Al ₂ O ₃	>3 <3	10	0.3	<2~14%
CaO+MgO	>1.5 <1.5	15	0.5	CaO+MgO<1~1.5%
K ₂ O+Na ₂ O	>0.5 <0.5	20	0.1	K ₂ O+Na ₂ O<0.5%
S ²⁻	>0.03 <0.03	20	0.006	<0.025%, I级品不可含S ²⁻
灼 失 量			0.5	

玻璃原料用石英砂

表附-1-75

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
SiO ₂	<98 95~98 70~95		0.4 0.7 1	I级品>99%, II级品>98%, III级品>96%

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Fe_2O_3	>0.05 <0.05	20	0.01	$<0.05\sim 0.2\%$
Al_2O_3	>0.5 <0.5	20	0.1	$<0.5\sim 2\%$
TiO_2	>0.05 <0.05	20	0.01	$<0.05\%$
Cr_2O_3	>0.001 <0.001	30	0.0003	$<0.001\%$

陶瓷原料用石英砂

表附-1-76

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
TiO_2	>0.2 <0.2	20	0.04	日用陶瓷 $<0.2\%$
CaO 或 MgO	>0.1 <0.1	20	0.01	无线电陶瓷 CaO 、 MgO $<0.1\%$
K_2O 或 Na_2O	>0.2 <0.2	15	0.03	无线电陶瓷 $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ $<0.1\sim 0.2\%$
灼 失 量			0.1	无线电陶瓷 $<0.2\%$
其它项目△	同玻璃原料用石英砂之规定			

注：△ $\text{SiO}_2 < 99\%$ 的矿样， $\text{Fe}_2\text{O}_3 < 0.02\%$ 时，采用0.005%绝对允许误差。

溶 剂 用 石 灰 石

表附-1-77

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
CaO			0.7	$>49(47)\sim 52\%$
MgO	>4 <4		0.5 0.3	$<3.5\%$ ，有色金属溶剂 $<1.5\%$
SiO_2 或酸不溶物	>5 <5	10	0.5	$<2\sim 4\%$
R_2O_5			0.5	$<2\sim 3\%$
P_2O_5	>0.03 <0.03	20	0.008	$<0.02\sim 0.06\%$

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
SO ₃	>0.3 <0.3	20	0.008	<0.25~0.35%
CO ₂ 或灼减量			0.7	

化工、玻璃原料用灰岩

表附-1-78

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
CaO			0.7	化工CaCO ₃ >90%, 玻璃原料CaO>47%
MgO	>2 <2	15	0.3	化工<0.8~1.5%
SiO ₂ 或酸不溶物	>2 <2	15	0.3	化工<1%, 制糖<2.5%
R ₂ O ₃ 或Fe ₂ O ₃	>3 <3	10	0.3	化工R ₂ O ₃ <1~4%, 玻璃原料用Fe ₂ O ₃ <0.15~0.2%
P	>0.01 <0.01	30	0.003	制氮肥<0.01%
S	>0.15 <0.15	20	0.03	制氮肥<0.15%
As	>0.05 <0.05	30	0.015	
CO ₂ 或灼减量			0.7	
H ₂ O ⁺			0.4	
H ₂ O ⁻			0.4	

制电石(维尼龙)用灰岩

表附-1-79

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
CaO	>53 <53		0.5 0.7	>54%
MgO	>1 <1	20	0.2	<1%
SiO ₂	>1 <1	20	0.2	<1%

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
R ₂ O ₃	>1	20		<1%
	<1		0.2	
S	>0.1	20		<0.1%
	<0.1		0.02	
P	>0.06	20		<0.06%
	<0.06		0.012	

水泥原料用灰岩

表附-1-80

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
CaO			0.7	Ca ₂ >45~47%
MgO	>5		0.6	<3.5%
	<5		0.4	
SiO ₂	>4		0.6	
	<4		0.3	
Al ₂ O ₃			0.3	
Fe ₂ O ₃			0.3	
TiO ₂			0.3	有害杂质
K ₂ O+Na ₂ O			0.3	<1%, 大坝水泥<0.25%
Mn ₂ O ₄ (全锰)			0.2	
P ₂ O ₅			0.05	>0.2%, 可增加水泥强度
SO ₃ (全硫)	>1	15		<1%
	<1		0.2	

泥 灰 岩 (天然水泥)

表附-1-81

组 分	含 量 (%)	允许绝对误差 (%)	备 注
CaO		0.6	
SiO ₂		0.6	
Al ₂ O ₃	>3	0.5	
	<3	0.3	
Fe ₂ O ₃	>3	0.5	
	<3	0.3	
MgO		0.5	<4.5%

续表

组 分	含 量 (%)	允许绝对误差 (%)	备 注
SO ₃ (全硫)		0.3	<1.5%
灼 失 量		0.7	
其它项目		同水泥原料用灰岩之规定	

冶金、化工用白云石

表附-1-82

组 分	含 量 (%)	允许绝对误差 (%)	备 注
MgO		0.6	>16~19%, >19%为冶金用特级品 (当含量在15~20%之间时, 采用0.4绝对误差)
CaO		0.6	
SiO ₂	>8 2.5~8 <2.5	0.7 0.5 0.3	<2~7%, <2为冶金用特级品
Al ₂ O ₃		0.3	化工SiO ₂ +R ₂ O ₃ +Mn ₂ O ₄ <8~12%
Fe ₂ O ₃		0.3	
TiO ₂		0.3	
Mn ₂ O ₄ (全锰)		0.2	
酸不溶物 (含SiO ₂)	>5 <5	1 0.5	<4~12%, <4%为冶金用特级品
P		同铁矿<0.1%	

玻璃原料用白云石

表附-1-83

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
MgO			0.6	>19~20% (当含量在18~21%之间时, 采用0.4%绝对允许误差)
CaO			0.5	>30
Fe ₂ O ₃	>0.2 <0.2	15	0.03	<0.1~0.2%
Al ₂ O ₃	>1 <1	20	0.2	<1%

菱 镁 矿

表附-1-84

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
MgO	>44 <44		0.4 0.6	I 级品>46%, II 级品>44.5%, III 级品>38%

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
CaO	>1.5 <1.5	20	0.3	<0.8~8%
SiO ₂	>2 <2	10	0.2	<0.8~3.5%
Al ₂ O ₃			0.5	
Fe ₂ O ₃			0.3	
灼失量			0.7	

天然碱及其泥样

表附-1-85

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
Na	>10 5~10 2~5	5 10 15		Na ₂ CO ₃ + NaHCO ₃ 边界品位10%
K	>1 <1	15	0.2	
H ₂ O ₃	>1 0.2~1 <0.2	10 20	0.05	
CO ₃ ²⁻	>25 15~25 5~15 2~5	3 5 10 25		
HCO ₃ ⁻	>10 5~10 2~5	5 10 15		
SO ₄ ²⁻	>5 <5	5	0.25	无工业指标,只要查清含量,以便开采时参考处理
Cl ⁻	>2 <2	15	0.3	同上
水不溶物			0.5	同上
总 水	>10 <10	5	0.5	

固体硼矿

表附-1-86

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差(%)		备 注
		相 对	绝 对	
B_2O_3	>10 2~10 0.5~2 <0.5	5 10 20	0.1	硼镁石, 硼镁矿边界品位1%, 盐湖硼矿表内0.5%, 表外0.25%
SiO_2	>15 <15		0.6 0.4	
Al_2O_3	>20 10~20 <10		0.9 0.7 0.5	
Fe_2O_3	10~30 5~10 <5	6 9	0.3	
CaO	>25 10~25 <10		0.7 0.6 0.5	
MgO	>25 10~25 <10		0.8 0.6 0.5	
CO_2			0.5	
总 水	>10 <10	5	0.5	硼镁石<10%

石 墨

表附-1-87

组 分	含 量 (%)	允许绝对误差 (%)	备 注
C	>10 1.5~10	0.6 0.5	晶质石墨矿边界品位2.5%, 非晶质石墨矿边界品位85%
SiO_2		0.7	
Fe_2O_3	>2.5 <2.5	0.4 0.3	非晶质石墨之灰分中 Fe_2O_3 <0.8~2%
Al_2O_3		0.5	
CaO 或 MgO		0.5	
S		0.2	非晶质石墨之灰分中S<0.8~3%
水 分	>5 <5	0.5 0.3	非晶质石墨<3.5~4.5%
灰 分		0.5	非晶质石墨<5.5~30%
挥 发 分	>2.5 <2.5	0.3 0.2	非晶质石墨<1.8~2.1%

卤 水

表附-1-88

组 分	含 量 (mg/L)	允许偶然误差(%)		备 注
		相对(%)	绝对 (mg/L)	
Na	>20000	5		NaCl100g/L
	5000~20000	10		
K	>2000	5		综合利用KCl 5 g/L
	500~2000	10		
Mg	>10000	6		
	1000~10000	10		
	100~1000	20		
	<1000		30	
Ca	>10000	6		
	1000~10000	10		
	100~1000	30		
LiCl RbCl CsCl	>1000	5		
	100~1000	10		
	40~100	20		
	1~40	30		
B ₂ O ₃	>500	5		
	100~500	10		
	10~100	20		
SO ₄ ²⁻	>10000	5		
	1000~10000	10		
CO ₃ ²⁻ 或HCO ₃ ⁻	>10000	6		
	1000~10000	10		
	>1000		200	
Cl ⁻	>20000	6		
	5000~20000	10		
I	10~100	5		
	<10		1	
Br	100~1000	6		
	10~100	10		
	<10		1	
NO ₃ ⁻	10~100	15		
Sr或Ba	>10	20		

硅 酸 盐 岩

表附-1-83

组 分	含 量 (%)	允许绝对误差 (%)	备 注
SiO ₂	>40	0.7	
	<50	0.6	
Al ₂ O ₃	>20	0.7	
	<20	0.5	
Fe ₂ O ₃	>5	0.5	
	<5	0.3	
CaO	>5	0.6	
	<5	0.4	
MgO	>10	0.6	
	<10	0.4	
K ₂ O或Na ₂ O		0.3	
MnO (全锰)	>1	0.3	
	<1	0.2	
TiO ₂		0.2	
SO ₃ (全硫)		0.2	
P ₂ O ₅		0.1	
FeO		0.5	
灼 失 量		0.5	
H ₂ O ⁺		0.5	
H ₂ O ⁻		0.3	
F或Cl		0.02	
CO ₂ 二氧化碳		0.3	

硅 质 土

表附-1-90

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
SiO ₂			0.7	>60%
Al ₂ O ₃			0.5	制机触煤<8%, 建材Al ₂ O ₃ +Fe ₂ O ₃ <10~15%
Fe ₂ O ₃	>2	10	0.2	陶瓷<1%, 制机触煤<2%
	<2			
CaO或MgO			0.4	建材CaO+MgO<4~5%
灼 失 量			0.5	陶瓷用有机物<4~5%
总 水			0.5	制机触煤<5%

石棉、云母

其误差可视具体情况而定，除特殊指定项目外，一般可大于硅酸岩分析之误差。

附1.11 铁矿物相分析允许偶然误差

根据《铁矿地质勘探规范》中要求测定磁性铁占有率，冶金部以(81)冶地字第1472号颁发铁矿物相分析允许偶然误差规定，见表附-1-91。

铁矿物相分析允许偶然误差表

表附-1-91

分 析 项 目	含量范围(%)	相对误差(%)	绝对误差(%)
1	2	3	4
磁性铁(服用TF ₂ 型物相分析磁选仪测定)	<5	不计	不计
	5~20		1.0
	20~30	5	
	30~50		1.5
	>50	3	
硅 酸 铁	<1	不计	不计
	1~5		1.0
	5~10	20	
	>10		2.0
碳 酸 铁	<2	不计	不计
	2~5		0.75
	5~10	15	
	10~30		0.5
	>30	5	
黄 铁 矿	<1		0.3
	1~3	30	
	3~5		0.9
	>5	18	
赤 褐 铁 矿	<2	不计	不计
	2~6		1.2
	6~10	20	
	>10		2.0

附1.12 冶金部地质化验允许偶然误差

说 明

(1)全分析各组分，除按允许误差检查外，其各项百分数的总和可分三级检查：

I、99.30~100.70%

II、98.70~101.30%

III、97.00~103.00%

如其中有不能合理相加的组分存在时，可不受此限制。

送样单位要求按I级检查时，需附送岩矿鉴定资料。

(2) 光谱半定量分析按以下公式检查质量:

$$\frac{A-B}{A+B} \times 100\% < 50\%$$

A、B分别为两次分析结果。

(3) 物相分析一般由化验、岩矿鉴定共同配合、确定分析结果。各相的允许误差一般可按照该元素的允许偶然误差放宽50%，该元素总量大于3%时，分量总和与单独测定的总和的相对误差不得超过10%。

该元素总量为0.2~3%时，分量总和与单独测定的总量的相对误差不得超过20%。

该元素总量小于0.2%时，分量总和与单独测定的总量的相对误差不得超过30%。

(4) 单矿物常量分析，半微量分析均按误差表中允许偶然误差控制。单矿物微量分析按误差表中允许偶然误差放宽50%。

(5) 凡组分含量小于误差表中组分的最低含量，可采用组分中最低含量的绝对允许误差。但对有些含量过头，无利用价值的组分不计误差。

(6) 本误差范围未列入的矿种，组分以及某一矿种或某一组分有特殊要求时，均应与采样单位或有关部门商讨对允许误差的要求。

铁矿分析允许偶然误差

表附-1-92

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)	
		相 对	绝 对
1	2	3	4
TFe (或) SFe	>45	2	
	30~45		0.9
	20~30	3	
	10~20		0.6
FeO	>10	5	
	<10		0.5
S或P	>0.2	10	
	<0.2		0.02
Ag	>0.05	20	
	<0.05		0.01
Cu、Pb或Zn	>0.1	20	
	<0.1		0.02
Sn	>0.1	20	
	<0.1		0.02
Co	>0.1		0.02
	0.01~0.1	20	
	<0.01		0.002

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)	
		相 对	绝 对
1	2	3	4
Ni	>0.1	15	
	<0.1		0.015
Mo	>0.05		0.015
	0.01~0.05	30	
Mn	>2	7	
	<2		0.14
TiO ₂	>3	7	
	<3		0.21
Cr ₂ O ₃	>1		
	0.1~1	20	
	<0.1		0.02
V ₂ O ₅	>0.25		0.05
	0.1~0.25	20	
	0.05~0.1		0.02
SiO ₂	>20		1
	12~20	5	
	6~12		0.6
	3~6	10	
	1~3		0.3
Al ₂ O ₃	>5		0.75
	2~5	15	
	<2		0.3
CaO或MgO	>5		0.75
	2~5	15	
	<2		0.3
F	>1	15	
	0.7~1		0.15
	0.05~0.7	20	
	<0.05		0.01
CO ₂			0.7

锰 矿

表附-1-93

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)	
		相 对	绝 对
1	2	3	4
Mn	>20	2	
	10~20		0.4
	5~10	4	
	2~5		0.2
TFe	>30		0.9
	20~30	3	
	10~20		0.6
	5~10	6	
P	>0.1	15	
	<0.1		0.015
其它项目		同 铁 矿	

金 红 石 矿

表附-1-94

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
TiO ₂	原生矿			原生矿边界品位1.4%
	>10	4		
	5~10		0.4	
	2~5	8		
	1~2		0.16	
	砂 矿			砂矿边界品位矿物 1kg/m ³
	>0.05	20		
	<0.05		0.01	
其它项目		同 铁 矿		

钒 矿

表附-1-95

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)	
		相 对	绝 对
V ₂ O ₅	>0.15	10	
	0.25~0.5		0.05
	0~0.25	20	
其它项目		同 铁 矿	

钛铁矿

表附-1-96

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
TiO ₂	原生矿		同金红石	砂矿边界品位矿物 10kg/m ³
	砂 矿			
	>0.5		0.1	
	0.1~0.5	20		
其它项目		同 铁 矿		

铬 矿

表附-1-97

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)	
		相 对	绝 对
1	2	3	4
Cr ₂ O ₃	>30		0.9
	20~30	3	
	10~20		0.6
	3~10	6	
	1~3		0.18
TFe	>30		0.9
	20~30	3	
	10~20		0.6
	5~10	6	
	<5		0.3
CaO	>3	10	
	<3		0.3
MgO	>10	5	
	5~10		0.5
	3~5	10	
	1~3		0.3
S或P	>0.05	20	
	<0.05		0.01
其它项目		同 铁 矿	

有色金属矿石分析误差范围表

表附-1-98

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
Cu	>5	6		边界品位0.2~0.3%
	3~5		0.3	
	0.6~3	10		
	0.4~0.6		0.6	
	0.2~0.4	15		
	<0.2		0.3	
Pb或Zn	>10	4		Pb边界品位0.3~0.5%, Zn边界品位0.5~0.8%
	4~10		0.4	
	2~4	10		
	1~2		0.2	
	0.2~1	20		
	<0.2		0.4	
Ni	>3	5		硫化镍边界品位0.2%, 硅酸镍边界品位0.5%
	1~3		0.15	
	0.15~1	15		
Co	>2	5		边界品位0.02% (粘土矿 0.3%), 综合利用0.01% (在主组分块段的范围 内 有多少算多少)
	1~2		0.1	
	0.2~1	10		
	0.1~0.2		0.02	
	0.015~0.1	20		
	<0.015		0.003	
Sn	>2	5		原生矿边界品位0.1%
	1~2		0.1	
	0.5~1	10		
	0.2~0.5		0.05	
	0.05~0.2	25		砂矿边界品位0.02%
	砂 矿			
	>0.02	30		
	<0.02		0.006	

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
WO ₃	原生矿			原生矿边界品位
	>5		0.5	0.05~0.08%
	0.5~5	10		
	0.2~0.5		0.05	
	0.04~0.2	25		
	砂 矿			砂矿边界品位0.02%
	>0.02	30		
	<0.02		0.006	
Mo	>3	7		边界品位0.02%
	2~3		0.2	
	0.4~2	10		
	0.2~0.4		0.04	
	0.06~0.2	20		
	0.04~0.06		0.012	
	0.01~0.04	30		
Sb	>10	5		边界品位0.7%
	2~10		0.5	
	0.5~2	20		
Bi	>5			边界品位0.2~0.5%，综
	0.3~5	10		合利用0.02~0.1%（顺便
	0.1~0.3		0.03	回收0.001%），单独矿床
	0.01~0.1	30		Bi<0.1%可不计误差
Hg	>5	6		边界品位0.01~0.04%
	2~5		0.3	
	0.5~2	15		
	0.25~0.5		0.075	
	0.02~0.25	30		
Cd	>0.1	10		综合利用0.002%
	0.02~0.1		0.01	
	0.002~0.02	50		

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
Cr ₂ O ₃	>2	7		综合利用>3%
	<2		0.14	
V ₂ O ₅	>0.5	10		综合利用>0.2%
	0.25~0.5		0.05	
	0.1~0.25	20		
BaSO ₄	>5		0.7	铅锌矿综合利用>4%
	2~5	14		
S	>20	2		综合利用>3.6%
	5~20		0.4	
	1~5	8		
P	>0.2	15		
	<0.2		0.03	
As	>10		0.5	边界品位 3% 综合利用 0.2%
	2~10	5		
	0.5~2		0.1	
	0.1~0.5	20		
CaF ₂	>5		1	铅锌矿综合利用>10%
其它项目				同铁矿

贵金属矿石分析误差范围表

表附-1-99

组 分	含 量 (g/t)	允许偶然误差		备 注
		相对 (%)	绝 对 (g/t)	
1	2	3	4	5
Au	>120	5		岩金边界品位 2g/t
	100~120		6	
	50~100	8		
	20~50		3	
	3~20	15		砂金边界品位 0.1~0.15 g/m ³
	<3		0.45	
	初 金			
	>0.1	20		
	<0.1		0.02	

续表

组 分	含 量 (g/t)	允许偶然误差		备 注
		相对 (%)	绝 对 (g/t)	
1	2	3	4	5
Ag	>120	10		边界品位50g/t 综合品位5g/t
	100~120		12	
	50~100	12		
	20~50		6	
	10~20	30		
	<10		3	
Pt或Pd	>2	15		
	1~2		0.3	
	0.1~1	30		
Ir或Rh	>5	8		
	2~5		0.4	
	0.2~2	20		
	0.1~0.2		0.04	
	0.01~0.1	40		
Os或Rh	>0.2	15		
	0.1~0.2		0.03	
	0.01~0.1	30		

放射性稀有分散元素分析误差范围表

表附-1-100

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
U	>1	6		边界品位0.03% (选矿效果好可适当降低), 伴生矿床0.01~0.02%
	0.5~1		0.06	
	0.03~0.5	12		
	<0.03		0.004	
ThO ₂	>10		0.5	边界品位0.1%
	3~10	5		
	1~3		0.15	
	0.02~1	15		

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
Nb ₂ O ₅	>10	5		边界品位Nb ₂ O ₅ + TaO ₅ 0.01%
	5~10		0.5	
	0.1~5	10		
	0.05~0.1		0.01	
	0.01~0.05	20		
	0.005~0.01		0.002	
Ta ₂ O ₅	>4	5		
	2~4		0.2	
	1~2	10		
	0.05~0.1		0.01	
	0.01~0.05	20		
	0.005~0.01		0.002	
Be	>3	4		边界品位0.02%, 综合利用>0.003%
	1~3		0.12	
	0.1~1	12		
	0.04~0.1		0.012	
	0.005~0.04	30		
Li ₂	>4		0.4	边界品位0.5%, 综合利用0.05%
	2~4	10		
	1~2		0.2	
	0.03~1	20		
Zr ₂ + HfO ₂ 或 ZrO ₂ HfO ₂	>6	5		ZrO ₂ 边界品位0.5%, 砂矿边界品位: 矿物1kg/m ³ , 综合利用0.5kg/m ³
	3~6		0.3	
	0.4~3	10		
	0.2~0.4		0.04	
	0.02~0.2	20		
Rb ₂ O或Cs ₂ O	>1	10		综合利用0.01%
	0.5~1		0.1	
	0.015~0.5	20		
	<0.015		0.003	

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
Re ₂ O ₃	>6		0.6	
	0.4~6	10		
	0.2~0.4		0.04	
	0.03~0.3	20		
Ce ₂ O ₃ 或La ₂ O ₃	同Re ₂ O ₃			边界品位Ce ₂ O ₃ 0.5%
Y ₂ O ₃	>2	9		边界品位0.05%
	1~2		0.18	
	0.1~1	18		
	0.06~0.1		0.018	
	0.01~0.06	30		
Yb ₂ O ₃ 或 其它稀土元素	>3	5		
	1~3		0.15	
	0.04~1	15		
	0.02~0.04		0.006	
	0.03~0.02	30		
SrO	>40		1.2	边界品位天青石矿物为 40%，综合利用无工业指 标
	20~40	3		
	5~20		0.6	
	1~5	12		
Se或Te	>0.3	5		
	0.1~0.3		0.015	
	0.02~0.1	15		
	0.01~0.02		0.003	
	0.001~0.01	30		
Ga Ge In Tl	>0.2		0.025	在铁矿中Ga、Ge>0.001%， 铜矿中Ge>0.0005%， 多金属矿物矿石中 In>0.0005%， 铝矿石中Tl>0.001%
	0.02~0.2	15		
	0.01~0.02		0.003	
	0.002~0.01	25		
	0.001~0.002		0.0004	
	0.0005~0.001	40		
	<0.0005		0.0003	

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
Re	>0.01		0.002	可综合利用, 原矿0.0002%, 精矿0.001%
	0.002~0.01	20		
	0.001~0.002		0.004	
	0.0005~0.001	40		
	<0.0005			
Sc ₂ O ₃	>0.008	20		
	0.004~0.008		0.0016	
	0.001~0.004	40		

磷 矿

表附-1-101

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
P ₂ O ₅ ①	>10		0.6	晶质磷矿边界品位1.5%, 磷块岩边界品位8% (选矿 效果好可降至5%)
	5~10	6		
	1~5		0.3	
R ₂ O ₃ ②	>5	10		富矿杂质<6% (不作指标 供选择工艺参考)
	<5		0.5	
MgO	>5	10		富矿杂质 (查清含量, 供 选择工艺参考)
	<5		0.5	
CaO	>25	3		
	<25		0.75	
CO ₂	>10		1.0	富矿杂质<4% (不作指标 供选择工艺参考)
	5~10	10		
	<5		0.5	
SiO ₂ 或酸 不溶物			2.0	
F或Cl			0.3	氟磷可利用生产冰晶石

①非晶质磷矿P₂O₅≤4%, 可计误差。②Fe₂O₃或Al₂O₃的允许误差同R₂O₃的允许误差。

硫铁矿

表附-1-102

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
S	>30	2		边界品位8%, 综合利用3~6%
	20~30		0.6	
	10~20	3		
	5~10		0.3	
	2~5	6		
Fe		同 铁 矿		
As	>0.5	10		富矿杂质<0.5% (现可综合回收)
	<0.5		0.05	
F	>0.05	20		富矿杂质<0.05% (现可综合回收)
	<0.05		0.01	
Pb或Zn	>0.5	16		富矿杂质Pb+Zn<10% (现可综合回收)
	<0.5		0.08	
有 机 C	>10	5		富矿杂质<8%
	<10		0.5	

注: 非综合利用, S<6%时, 可不计误差。

萤 石

表附-1-103

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
CaF ₂	>5		1.0	边界品位10%
SiO ₂	>4		0.6	富矿杂质: 化工陶瓷烧炼 铝<1~3%, 炼钢<20%
	2~4	15		
	<2		0.3	
CaO	>1	20		富矿杂质: 化工CaCO ₃ <1.25%, 陶瓷CaCO ₃ <1%
	<1		0.2	
Fe ₂ O ₃	>0.2	20		富矿杂质: 玻璃0.2%, 陶瓷<0.12%
	<0.2		0.04	

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
BaO	>5		0.75	富矿杂质, 化工BaSO ₄ , <1%
	1~5	15		
	<1		0.15	
Pb ^① 或Zn	>0.5	10		富矿杂质, 化工Pb或Zn <1%, 炼铅Pb<0.05%
	<0.5		0.05	
MgO			0.2	
Sb			0.2	
S ^②			0.1	

①富矿炼铅用Pb<0.1%时, 应采用0.02%绝对允许误差。

②富矿化工或炼铅用S<0.1%时, 应用0.02%绝对允许误差。

铝 土 矿

表附-1-104

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
Al ₂ O ₃	>50		1.5	边界品位>40%
	<50		0.9	
SiO ₂			0.5	
TiO ₂	>2	10		
	<2		0.2	
Fe ₂ O ₃	>2	10		炼铝无规格规定, 但一般 要求铝铁比>2.5%, 耐火 材料<2.5~3%
	<2		0.2	
CaO	>0.8	20		炼铝不限制, 耐火材料 <0.6~0.8%
	<0.8		0.16	
MgO	>2	10		炼铝<1.5%
	<2		0.2	
S	>1	10		耐火材料<1%
	<1		0.1	
CO ₂			0.5	
P ₂ O ₅	>0.6	10		炼铝<0.6%
	<0.6		0.06	
灼 失 量			0.7	

粘土(冶金辅助原料用)

表附-1-105

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
Al_2O_3			0.6	$Al_2O_3 + TiO_2 > 25\%$
TiO_2	> 2	10		
	< 2		0.2	
SiO_2			0.7	
Fe_2O_3	> 2	10		$< 3.5\%$
	< 2		0.2	
CaO或MgO	> 2	10		CaO $< 0.5 \sim 2\%$,
	< 2		0.2	CaO + MgO $< 0.6 \sim 1.5\%$
SO_3 (全硫)	> 0.3	20		
	< 0.3		0.06	
K_2O 或 Na_2O	> 3	15		高可塑性粘土,
	< 3		0.3	$K_2O + Na_2O < 3.5\%$
灼 失 量			0.7	$< 15\%$

石英砂(冶金、耐火材料)

表附-1-106

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
SiO_2	> 95		0.7	$> 96 \sim 98\%$,
	70~95		1.0	耐火泥 $> 85\%$
Fe_2O_3	> 1.5	10		耐火材料 $< 0.5 \sim 1.5\%$,
	< 1.5		0.15	相差0.5影响品级
Al_2O_3	> 1.5	10		$< 0.5 \sim 1.5\%$ 相差0.2%
	< 1.5		0.15	$\sim 0.5\%$ 影响品级
CaO	> 1.0		0.2	
	0.5~1.0	20		$< 0.3 \sim 1.5\%$
	< 0.5		0.10	
P_2O_5	> 0.03	20		硅铁原料 $< 0.02 \sim 0.03\%$
	< 0.03		0.006	

石灰石 (熔剂用)

表附-1-107

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)	
		相 对	绝 对
1	2	3	4
CaO			0.7
MgO	>4		0.5
	<4		0.3
SiO ₂ 或酸不溶物	>5	10	
	<5		0.5
RO ₂			0.5
P ₂ O ₅	>0.03	20	
	<0.03		0.006
SO ₃ (全硫)	>0.3	20	
	<0.3		0.08
CO ₂ 或灼失量			0.7

白云石 (冶金化工用)

表附-1-108

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)	
		相 对	绝 对
1	2	3	4
MgO			0.6
CaO			0.6
SiO ₂	>5		0.5
	2.5~5	10	
	<2.5		0.25
Al ₂ O ₃			0.3
Fe ₂ O ₃			0.3
TiO ₂			0.3
Mn ₂ O ₃ (全锰)			0.2
酸 不 溶 物	>5	10	
	<5		0.5
P		同 快 矿	

菱 镁 矿

表附-1-109

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
MgO	>44		0.4	一级品>46%, 二级品 >44.5, 三级品>38%
	<44		0.6	
CaO	>1.5	20		<0.8~8%
	<1.5		0.3	
SiO ₂	>2	10		<0.8~8.5%
	<2		0.2	
Al ₂ O ₃			0.5	
Fe ₂ O ₃			0.3	
灼 失 量			0.7	

硅 酸 盐 岩

表附-1-110

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
SiO ₂	>50		0.7	
	<50		0.6	
Al ₂ O ₃	>20		0.7	
	<20		0.5	
Fe ₂ O ₃			0.5	
CaO			0.5	
MgO			0.5	
K ₂ O或Na ₂ O			0.3	含量>5%按绝对误差0.5%计, >10%按绝对误差0.7%计
MnO (全锰) ^①			0.2	
TiO ₂			0.2	

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
P ₂ O ₅			0.1	
FeO			0.5	
F			0.1	
Cl			0.1	
灼 失 量			0.5	
H ₂ O ⁺			0.5	
H ₂ O ⁻			0.3	
SO ₃ (全硫)			0.2	
CO ₂	>3	10		
	<3		0.3	

附1.13 选冶样品分析允许偶然误差 (试行) ●

总 则

(1) “选冶样品分析允许偶然误差”是以单一矿种(包括精矿和冶金过程的产品)的工业要求而制定的。若为复合矿种时,仍应分别以单一矿种计算允许偶然误差。

(2) 选冶样品和产品的物相分析,有综合利用价值的贵金属元素和特有分散元素及尚未列入的选冶矿种和组分,其允许偶然误差同采用“岩矿分析允许偶然误差”。

(3) 有特殊要求的矿种和产品的分析允许偶然误差,可由化验、选矿、冶金人员共同商定切合实际的允许偶然误差。

(4) 选冶分析样品的粒度,一般应通过160~200目筛。硫化矿及易起变化的矿种,应通过100~120目筛。有些金属样品达不到上述粒度要求时,可加工成有代表性的切削样品。

(5) 选冶的探索性试验样品的分析,不进行内部检查,正式流程样品的分析,应内部检查30~50%;最终试验样品(或产品)及原矿样品的分析,应100%内部检查。

铁 矿

表附-1-111

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
TFe 或SFe	>45		0.8	原矿 25%, 铁精矿 ≥50%
	40~45	2		
	30~40	3		
	20~30	4		
	10~20	5		
	5~10	8		
	2~5	10		
	<2		0.2	

锰 矿

表附-1-112

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
Mn	>18		0.6	原 矿8~15%, 锰精矿 ≥20%
	10~18	4		
	5~10	6		
	1~5	7		
	<1		0.07	

注：化工用放电锰矿

锰 矿

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
MnO ₂	>50		1.2	55%以上计划品级，相差 5%影响品级
	<50		1.2	

钛矿（包括钛铁矿和金红石）

表附-1-113

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
TTiO ₂ 或金红石 TiO ₂	>40		1	金红石原生矿2%, 金红石砂矿2kg/m ³ , 金红石精矿 ≥80%, 钛铁矿原生矿8%, 钛铁矿砂矿15kg/m ³ , 钛铁矿精矿 >45%
	30~40	3		
	20~30	4		
	10~20	5		
	2~10	7		
	0.5~2	10		
	0.05~0.5	20		
	>0.05		0.01	

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
S或P	>0.05 <0.05	20	0.01	金红石($\text{TiO}_2 \geq 90\%$) 制优质焊条 S, P < 0.05%
SiO_2	>4 <4	10	0.4	钛铁矿精矿杂质 <2.5~4%

铬 矿

表附-1-114

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
Cr_2O_3	>28		0.7	原矿品位6%, 铬精矿 $\geq 30\%$
	20~28	3		
	10~20	4		
	5~10	7		
	1~5	10		
	>1		0.07	
Ni	<0.15	15		综合利用
	0.05~0.15	20		
Co	>0.1	10		综合利用
	0.01~0.1	20		
	<0.01		0.002	
SiO_2	>8	5		精矿杂质<2~8%
	<8		0.4	

钒 矿

表附-1-115

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
V_2O_5	>70		1	原矿0.5~0.7% (伴生矿床0.1~0.2%) 钒精矿 $\geq 75\%$
	50~70	2		
	20~50	4		
	5~20	5		
	0.5~5	10		
	0.05~0.5	20		
	<0.05		0.01	
S	>1	10		精矿杂质<0.5~1.5%
	<1		0.1	
P	>0.07	15		精矿杂质<0.03~0.07%
	<0.07		0.01	

铜 矿

表附-1-116

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
Cu	>7		0.4	原矿0.3~0.5%, 铜精矿≥8%
	5~7	8		
	3~5	8		
	1~3	10		
	0.1~1	15		
	0.05~0.1		0.02	
	<0.05		0.01	
Pb	>12	7		精矿杂质<12%
	<12		0.8	
Zn	>9	8		精矿杂质<9%
	<9		0.8	
Bi	>0.01	30		综合利用
	0.002~0.01	50		
	<0.002		0.001	

铅 矿

表附-1-117

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
Pb	>38		0.9	原矿0.5% (氧化矿1%,伴生矿 0.2%), 铅精矿≥40%
	20~38	3		
	10~20	5		
	1~10	10		
	0.5~1	15		
	0.1~0.5	20		
	<0.1		0.02	
Zn	>10	6		精矿杂质<5~10%
	<10		0.6	
Cu	>3	8		精矿杂质<1.5~3%
	<3		0.2	

锌 矿

表附-1-118

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
Zn	>38		0.9	原矿1% (氧化矿3%, 伴生矿床0.7%), 锌精矿≥40%
	20~38	3		
	10~20	5		
	1~10	10		
	0.5~1	15		
	0.2~0.5	20		
	<0.2		0.04	
Pb	>3	10		精矿杂质<1~2.8%
	<3		0.2	
Cu	>2	10		精矿杂质<0.8~2%
	<2		0.15	
Fe	>10	5		精矿杂质<3~18%
	6~10	8		
	<6		0.5	

镍 矿

表附-1-119

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
Ni	>3		0.25	原矿0.3% (硅酸镍0.2%, 伴生矿床0.2%), 镍精矿≥3~5%, 杂质MgO<16%
	2~3	8		
	1~2	10		
	0.2~1	12		
	0.05~0.2	15		
	<0.05		0.01	
Cu	>5	8		杂质Cu<3.5~5%
	<5		0.4	

钴 矿

表附-1-120

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
Co	>0.3	10		原矿0.03% (伴生矿床0.01%), 钴精矿0.2%
	0.1~0.3	15		
	0.01~0.1	20		
	<0.01		0.002	

锡 矿

表附-1-121

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
Sn	>38		0.7	原生矿0.2% 砂矿0.03% 锡精矿≥40%
	30~38	2		
	5~30	6		
	1~5	10		
	0.1~1	12		
	0.05~0.1	15		
	0.02~0.05	20		
	<0.02		0.005	
Pb	>30	3		一类五级品 Pb+Sn>55%, Sn>25%
	<30		0.8	
Cu	>0.2	15		精矿杂质 Cu<0.15~0.4%
	<0.2		0.03	
Bi	0.1~2.5	15		精矿杂质 <0.07~2%
	<0.1		0.01	
Fe	<10	5		精矿杂质 <7~18%
	5~10	8		
	<5		0.5	
As	<0.5	15		精矿杂质 <0.3~2%
	0.25~0.5	20		
	<0.25		0.05	

钨 矿

表附-1-122

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
WO ₃	>60		0.8	原生矿0.12%, 砂矿0.04%, 钨精矿≥65%
	40~60	2		
	10~40	4		
	1~10	10		
	0.1~1	15		
	0.05~0.1	20		
	0.02~0.05	30		
	<0.02		0.006	
S ₂	>0.2	15		精矿杂质 <0.2~0.4%
	<0.2		0.03	

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
Cu	>0.1 <0.1	20	0.03	精矿杂质 <0.13~0.25
Mo	>0.05 <0.05	20	0.01	精矿杂质 <0.05%
Mn	>1 <1	10	0.01	精矿杂质<1% 黑钨矿不限制锰, 白钨矿限制锰
S	>0.7 <0.7	10	0.07	精矿杂质 <0.7~0.8%
P	>0.05 <0.05	20	0.01	精矿杂质 <0.05~0.1%
As	>0.1 <0.1	20	0.02	精矿杂质 <0.1~0.2%
SiO ₂	>5 <5	10	0.5	精矿杂质 <5~7%
CaO	>2 <2	15	0.3	精矿杂质<3~5%白钨 矿不限制钙, 黑钨矿限制 钙

粗 矿

表附-1-123

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
Mo	>40 10~40 1~10 0.1~1 0.01~0.1 0.005~0.01 <0.005	4 10 15 25 30	0.7 0.002	原矿0.04(伴生矿床 0.03%), 粗精矿≥45%
Cu	0.25~2 <0.20	15	0.04	精矿杂质 <0.3~1.5%
Pb	>0.3 <0.3	15	0.06	精矿杂质 <0.4~1.5%
CaO	>2 <2	10	0.2	精矿杂质 <2~3.2%

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
P	>0.1 <0.1	15	0.01	精矿杂质 <0.05~0.15%
As	>0.1 <0.1	20	0.02	精矿杂质 <0.07~0.25%
SiO ₂	>6 <6	10	0.6	精矿杂质 <6~12%
Sn	>1.0 <0.1	15	0.02	精矿杂质 <0.07~0.25%

锡 矿

表附-1-124

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
Bi	>14		0.5	原矿0.5% (伴生矿床0.2~0.3%), 锡精矿≥15%
	5~14	7		
	0.5~5	15		
	0.1~0.5	20		
	0.05~0.1	25		
	<0.05		0.013	
Pb	>15		1	一类精矿杂质<4~6%, 二类精矿杂质<15~25%
	5~15	7		
	<5		0.4	
WO ₃	>4 <4	8	0.32	精矿杂质<4%
SiO ₂	>5 <5	15	0.5	精矿杂质<5%

录 矿

表附-1-125

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
Hg	<16		0.6	原矿0.02~0.03%, 汞精矿≥18%
	6~16	6		
	2~6	10		
	0.5~2	15		
	0.05~0.5	20		
	0.02~0.05	25		
	>0.02		0.005	
Se	>0.2	10		硫化汞精矿 硒杂质<0.1~0.4%
	<0.2		0.02	

抽 矿

表附-1-126

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
U	>28		0.7	原矿0.05% (伴生矿床0.01~0.02%), 铀精矿≥30%
	10~28	4		
	1~10	8		
	0.1~1	10		
	0.01~0.1	20		
	0.005~0.01	30		
	<0.005		0.002	
SiO ₂	>0.5	20		精矿杂质 <0.1~0.5%
	<0.5		0.1	
Fe	>5	10		精矿杂质 <5~7%
	<5		0.5	
Al	>2	15		精矿杂质 <2~3%
	<2		0.3	
SO ₄ ²⁻	>0.5	15		精矿杂质 <0.5%
	<0.5		0.08	
PO ₄ ³⁻	>8	15		精矿杂质 <3~10%
	3~8	20		
	<3		0.5	
F	>0.1	20		精矿杂质 0.1~0.5%
	<0.1		0.02	

铌 钽 矿

表附-1-127

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	2	3	5
Nb ₂ O ₅	>40	2		原 矿 Nb ₂ O ₅ + Ta ₂ O ₅ = 0.03%, 铌钽精矿 Nb ₂ O ₅ + Ta ₂ O ₅ ≥ 50%
	30~40	3		
	20~30	4		
	10~20	5		
	2~10	10		
	0.1~2	15		
	0.05~0.1	20		
	0.01~0.05	25		
	0.003~0.01	30		
	>0.003		0.001	
Ta ₂ O ₅	>15	3		
	5~15	4		
	2~5	7		
	0.1~2	15		
	0.05~0.1	20		
	0.01~0.05	25		
	0.003~0.1	30		
	<0.003		0.001	
P	>0.1 <0.1	15	0.02	黄绿石精矿杂质<0.1%
S或C	>0.2 <0.2	15	0.03	黄绿石精矿杂质每 (Ta + Nb) ₂ O ₅ 1% 中含 S, C <0.005%
SiO ₂ TiO ₂ 或 SnO ₂	>2 <2	15	0.03	黄绿石精矿杂质 SiO ₂ , TiO ₂ 或 SnO ₂ <2~5%

铍 矿

表附-1-128

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
BeO	>7		0.4	原矿0.05% (伴生矿床0.036%), 铍精矿≥8%
	2~7	8		
	0.2~2	15		
	0.03~0.2	20		
	0.005~0.03	30		
	<0.005		0.002	

续表

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
Li ₂ O	>3		0.15	原矿0.6% (伴生矿床0.3%), 粗精矿≥4%
	0.5~3	10		
	0.1~0.5	15		
	<0.1		0.02	
Fe ₂ O ₃	>2	15		被精矿杂质 <2~4%
	<2		0.3	
F	>0.1	20		精矿杂质 <0.1~0.5%
	<0.1		0.02	

糖 矿

表附-1-129

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
ZrO ₂	>47		0.9	原矿0.5%, 砂矿3kg/m ³ , 粗精矿≥50%
HfO ₂	10~47	4		
	3~10	8		
	0.5~3	12		
	0.1~0.5	15		
	0.02~0.1	20		
	<0.02		0.004	

磷 矿

表附-1-130

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
P ₂ O ₅	>25		0.7	原矿2.5% (磷块岩12%), 磷精矿≥25%
	15~25	4		
	5~15	6		
	2~5	10		
	0.5~2	15		
	<0.5		0.1	

硫 铁 矿

表附-1-131

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
S	>28		0.6	原矿12%, 硫铁精矿≥30%
	5~28	5		
	1~5	10		
	<1		0.1	

萤 石

表附-1-132

组 分	含 量 (%)	允许偶然误差 (%)		备 注
		相 对	绝 对	
1	2	3	4	5
CaF ₂	>15		1	原矿20%, 萤石精矿≥60%
	5~15		0.7	
	0.5		0.5	

冶金样品分析允许偶然误差表

表附-1-133

组 分	允许偶然误差 (%)		备 注
	相 对	绝 对	
1	2	3	4
>90		0.8	
70~90		0.7	
50~70		0.6	
30~50		0.5	
20~30		0.5	
10~20		0.4	
5~10		0.35	
2~5		0.3	
1~2	12		
0.5~1	15		
0.1~0.5	20		
0.01~0.1	25		
0.005~0.01	35		
>0.005	40		

將軍鑑

附1.14 常见标准筛制

[illegible]

续表

泰勒标准筛				日本T ₁		美国标准筛			国际标准筛		苏联筛		英NMM筛系标准筛		德国标准筛DIN-1171	
网目	孔 (mm)	孔径 (mm)	孔径 (mm)	孔 (mm)	孔径 (mm)	筛号	孔 (mm)	孔径 (mm)	筛号	孔 (mm)	孔径 (mm)	筛号	孔 (mm)	孔径 (mm)	网目 (孔/厘米)	孔径 (mm)
32	0.495	0.3	0.5	0.29	0.29	35	0.5	0.29	500	0.5	0.5	500	0.5	0.5	12	0.49
35	0.417	0.31	0.42	0.29	0.25	40	0.42	0.25	425	0.425		425	0.425			0.34
42	0.351	0.254	0.35	0.26	0.22	45	0.35	0.22	400	0.4		400	0.4		14	0.43
48	0.295	0.234	0.297	0.232	0.188	50	0.297	0.188	355	0.355		355	0.355		16	0.395
60	0.246	0.178	0.25	0.212	0.162	60	0.25	0.162	315	0.315		315	0.315		20	0.3
65	0.208	0.183	0.21	0.181	0.14	70	0.21	0.14	300	0.3		300	0.3		24	0.25
80	0.175	0.162	0.177	0.141	0.119	80	0.177	0.119	250	0.25		250	0.25		30	0.2
100	0.147	0.107	0.149	0.105	0.102	100	0.149	0.102	212	0.212		212	0.212		36	0.13
115	0.124	0.097	0.125	0.087	0.086	120	0.125	0.086	180	0.18		180	0.18		40	0.1
150	0.104	0.066	0.105	0.07	0.074	140	0.105	0.074	160	0.16		160	0.16		50	0.08
170	0.088	0.061	0.088	0.061	0.063	170	0.088	0.063	150	0.15		150	0.15		60	0.065
200	0.074	0.053	0.074	0.053	0.053	200	0.074	0.053	125	0.125		125	0.125		70	0.055
230	0.062	0.041	0.062	0.048	0.046	230	0.062	0.046	106	0.106		106	0.106		80	0.04
270	0.053	0.041	0.053	0.038	0.041	270	0.052	0.041	100	0.1		100	0.1		100	0.06
325	0.043	0.036	0.044	0.034	0.036	325	0.044	0.036	90	0.09		90	0.09		120	0.075
400	0.038	0.025							80	0.08		80	0.08		160	0.06
									75	0.075		75	0.075		200	0.05
									63	0.063		63	0.063		240	0.04
									50	0.05		50	0.05		300	0.03
									40	0.04		40	0.04		360	0.02

附录2 矿山岩石力学常用资料

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 祝啓荣 黄啓庚 赵慧文

附2.1 国内外地震区、带划分及地震烈度资料

我国地震区、带划分简表

表附-2-1

地震区名称	地震亚区名称	地震带名称	地震活动程度
台湾地震区	台湾东部地震亚区 台湾西部地震亚区		强度大，东部频度高，西部较低
南海地震区			强度小，频度低
华南地震区	东南沿海地震亚区	泉州-汕头地震带 邵武-河源地震带 广州-阳江地震带 灵山地震带 雷寮地震带	中强地震活动，频度较低，东南沿海强度较大
	长江中下游地震亚区	扬州-铜陵地震带 麻城-常德地震带	
	秦岭-大巴山地震亚区		
华北地震区	华北平原地震亚区	邢台-河间地震带 许昌-淮南地震带 营口-郅城地震带	强度大，频度较高
	山西地震亚区	怀来-西安地震带	
	阴山-燕山地震亚区	三河-滦县地震带 五原-呼和浩特地震带	
东北地震区			强度小，频度低
青藏高原南部地震区	滇西南地震亚区 腾冲地震亚区 阿陆岗地震亚区 察隅-墨脱地震亚区 雅鲁藏布江地震亚区		强度大，频度高

续表

地震区名称	地震亚区名称	地震带名称	地震活动程度
青藏高原中部地震区	川滇地震亚区	下关-剑川地震带 通海-石屏地震带 东川-嵩明地震带 马边-昭通地震带 冕宁-西昌地震带 炉霍-康定地震带	强度大, 频度高
	可可西里-三江地震亚区 西昆仑地震亚区 托素湖地震亚区		
青藏高原北部地震区	宁夏-龙门山地震亚区	龙门山地震带 松潘地震带 天水地震带 西海固地震带 民勤地震带 银川地震带	强度大, 频度较高
	祁连山地震亚区	柴达木地震带 祁连地震带 河西走廊地震带	
	阿西金地震亚区		
新疆中部地震区	北天山地震亚区		强度大, 频度高
	南天山地震亚区	拜城-和静地震带 柯坪-喀什地震带	
新疆北部地震区	阿尔太地震亚区		强度大, 频度高

震中烈度与震级和震源深度关系表

表附-2-2

震 级 M	震 源 深 度 (公里)				
	5	10	15	20	25
	震 中 裂 度				
2	3.5	2.5	2	1.5	1
3	5	4	3.5	3	2.5
4	6.5	5.5	5	4.5	4
5	8	7	6.5	6	5.5
6	9.5	8.5	8	7.5	7
7	11	10	9.5	9	8.5
8	12	11.5	11	10.5	10

注：地震烈度指某一地点受某次地震影响或破坏的强烈程度。对一般浅源地震，震中烈度（ I_0 ）与震级（ M ）的关系如式 $M = 0.66I_0 + 0.98$ 所示，震中烈度与震级和震源深度的关系见表附-2-2。

我国地震烈度表（1957年）

表附-2-3

烈度	房 屋	结 构 物	地 表 现 象	其 他 现 象
1 度	无 损 坏	无 损 坏	无	无感觉，仅仪器才能记录到
2 度	无 损 坏	无 损 坏	无	个别非常敏感的，且在完全静止中的人感觉到
3 度	无 损 坏	无 损 坏	无	室内少数人在完全静止的人觉到振动。如同载重车辆很快地从旁驶过，细心的观察者注意到悬挂物轻微摆动
4 度	门窗和纸糊的顶棚有时轻微作响	无 损 坏	无	室内大多数人感觉到，室外少数人感觉到，少数人梦中惊醒 悬挂物摆动，器皿中的液体轻微振荡，紧靠在一起的、不稳定的器皿作响
5 度	门、窗、地板、天花板和屋架木料轻微作响。开着的门窗摇动，尘土落下，粉饰的灰粉散落，抹灰层上可能有细小裂缝	无 损 坏	不流通的水池里起不大的波浪	室内差不多所有人和室外大多数人感觉到，大多数人都从梦中惊醒，家畜不宁 悬挂物明显的摇摆，挂钟停摆，少量液体从玻璃的器皿中溢出，架上放置不稳的器物倾斜或落下

续表

烈度	房屋	结 构 物	地 表 现 象	其 他 现 象
6度	I类房屋许多损坏,少数破坏(非常坏的房、棚可能倾倒) II、III类房屋许多轻微损坏, I类房屋少数损坏	牌、坊、砖、石砌的塔和院墙轻微损坏,个别情况下,道路上湿土中或新填土中有细小裂缝	特殊情况下,潮湿、疏松的土里有细小裂缝 个别情况下,山区中偶有不大的滑坡,土石散落和陷穴	很多人从室内跑出,行动不稳,家畜从厩中跑出,器皿中的液体剧烈的动荡,有时溢出 架上的书籍和器皿等有时翻倒或坠落,轻的家具可能移动
7度	I类房屋大多数损坏,许多破坏,少数倾倒 II类房屋大多数损坏,少数破坏 III类房屋大多数轻微损坏,许多损坏(可能有破坏的)	不很坚固的院墙少数破坏,可能有些倒塌,较坚固的院墙损坏 不很坚固的城墙很多地方损坏,有些地方倒塌,城墙少数倒塌,较坚固的城墙有些地方损坏 牌坊、砖、石砌的塔和工厂烟囱可能损坏 碑石和纪念物很多轻微损坏 由于黄土崩滑、土窑洞的洞口遭受破坏 个别情况下,道路上有小裂缝 路基陡坡和新筑道路、土堤的斜坡上偶有塌方	干土中有时产生细小裂缝,潮湿或疏松的土中裂缝较多,较大,少数情况下,冒出来泥沙的水 个别情况下,陡坎滑坡,山区中有不大的滑坡和土石散落。土质松散的地区,可能发生崩塌,水泉的流量和地下水位可能发生变化	人从室内仓惶逃出,驾驶汽车的人也能感觉 悬挂物强烈摇晃,有时损坏或坠落。轻的家具移动,书籍、器皿和用具坠落
8度	I类房屋大多数破坏,许多倾倒 II类房屋许多破坏,少数倾倒 III类房屋大多数损坏,少数破坏(可能有倾倒的)	不很坚固的院墙破坏,并有局部倒塌,较坚固的院墙局部破坏 不很坚固的城墙很多地方破坏,有些地方倒塌,城墙许多倒塌,较坚固的城墙有些地方破坏,砖、石砌墙少数倒塌 牌坊许多损坏 砖石的塔和工厂烟囱遭受损坏,甚至倒塌 不很稳定的碑石和纪念物移动或翻倒,较稳定的碑石和纪念物很多损坏,有些翻倒 路堤和路堑的陡坡上有不大的塌方 个别情况下,地下管道的接头处遭受破坏	地下裂缝宽达几厘米,土质疏松的山坡和潮湿的河滩上,裂缝宽度可达10厘米以上,在地下水位较高的地区里常有夹泥沙的水从裂缝或喷口冒出 在岩石破碎、土质疏松的地区,常发生相当大的土石散落,滑坡和山崩,有时河流受阻,形成新的水塘,有时井水干涸或产生新泉	人很难站得住 由于房屋破坏,人畜有伤亡 家具移动,并有一部分翻倒

续表

烈度	房 屋	结 构 物	地 表 现 象	其 他 现 象
9 度	Ⅰ类房屋大多数倾倒 Ⅱ类房屋许多倾倒 Ⅲ类房屋许多破坏少数倾倒	不很坚固的院墙大部分倒塌, 较坚固的院墙大部分破坏, 局部倒塌 较坚固的城墙很多地方破坏, 垛墙许多倒塌 牌坊可能破坏, 砖、石砌的塔和工厂烟囱很多破坏, 甚至倾倒 较稳定的碑石和纪念物很多倒塌 道路上有裂缝, 有时路基毁坏, 个别情况下铁轨局部弯曲 有些地方地下管道破裂或损伤	地上裂缝很多, 宽达10厘米, 斜坡上或河岸边疏松的堆积层中, 有时裂缝纵横, 宽度可达几十厘米, 绵延很长 很多滑坡和土石散落、山崩 常有井泉干涸或新泉产生	家具倾倒, 并损坏
10 度	Ⅱ类房屋许多倾倒	牌坊许多破坏, 砖、石砌的塔和工厂烟囱大都倒塌 较稳定的碑石和纪念物大都倒塌 路基和土堤毁坏, 道路变形, 并有很多裂缝, 铁轨局部弯曲 地下管道破裂	地上裂缝, 宽几十厘米个别情况下达1米以上, 堆积层中的裂缝有时组成宽大的裂缝带, 继续绵延可达几公里以上, 个别情况下, 岩石中有裂缝 山区和岸边的悬崖崩塌, 疏松的土大量崩滑, 形成相当规模的新湖泊 河、池中发生击岸的大浪	家具和室内用品大量损坏
11 度	房屋普遍毁坏	路基和土堤等大面积毁坏, 大段铁轨弯曲 地下管道完全不能使用	地面形成许多宽大裂缝, 有时从裂缝冒出大量疏松的、浸透水的沉积物 大规模的滑坡, 崩滑和山崩, 地表产生相当大的垂直和水平断裂 地表水情况和地下水位剧烈变化	由于房屋倒塌压死大量人畜, 埋没许多财物
12 度	广大地区房屋普遍毁坏	建筑物普遍毁坏	广大地区内, 地形有剧烈的变化 广大地区内, 地表水和地下水情况剧烈变化	由于浪潮及山区内崩塌和土石散落的影响, 动植物遭到毁灭

注: 为了使各度间对比明确, 论述简单, 便于使用, 除去在数量上作了大致划分(大多数, 许多, 少数)外, 对房屋类型和建筑物的破坏程度也作了如下区分:

1. 房屋类型

Ⅰ类 ①简陋的棚舍; ②土坯或毛石等砌筑的拱窑; ③夯土墙或土坯、碎砖、毛石、卵石等砌墙, 用树枝、草泥做顶, 施工粗糙的房屋。

Ⅱ类 夯土墙或用低标灰浆砌筑的土坯、碎砖、毛石、卵石等墙, 不用木柱的或虽有细小木柱但无正规木架的房屋

Ⅱ类 ①有木架的房屋(宫殿、庙宇、城楼、钟楼、鼓楼和质量较好的民房); ②竹笆或灰板条外墙, 有木架的房屋; ③新式砖石房屋。

2. 建筑物的破坏程度

轻微损坏 粉饰的灰粉散落, 抹灰层上有细小裂缝或小块剥落, 偶有瓦、瓦、土坯或灰浆碎块等坠落, 不稳定的饰物滑动或损伤。

损坏 抹灰层上有裂缝, 泥块脱落, 砌体上有小裂缝, 不同的砌体之间产生裂缝, 个别砌体局部坍塌, 木架偶有轻微拔棒。砌体的突出部分和民房烟囱的顶部扭转或损伤。

破坏 抹灰层大片脱落, 砌体裂开大缝或破裂, 并有个别部分倒塌, 木架拔棒, 柱脚移动, 部分屋顶破坏, 民房烟囱倒下。

倾倒 建筑物的全部或相当大部分的墙壁、楼板和屋顶倒塌, 有时屋顶移动, 砌体严重变形或倒塌, 木架显著倾斜, 构件折断。

联合国科教文组织关于地震学和地震工程国际会议推荐的MSK烈度表

表附-2-4

烈 度	地 震 情 况
I 度(无感地震)	震动强度在人们几无感觉; 只有地震仪器才能记录地面的振动
II 度(勉强可感地震)	个别在室内休息的人, 特别是居住在楼上的人, 有一点振动的感觉
III 度(弱震)	室内少数人感觉地震, 室外处于有利环境下的人方能感到。振动似轻型货车驶过。仔细观察可发现悬挂物体有轻微的摆动, 在楼上更明显一些
IV 度(明显地震)	室内少数人, 室外少数人感到地震。有些睡着的人能醒来, 但谁也不感到惊骇。振动有如驶过满载的货车; 窗和器皿发出叮当响声, 地板和墙壁扎扎作响。家具动摇, 悬挂物轻微摇摆, 开口容器中的液体轻微振荡, 在停放的汽车内感到明显的振动
V 度(惊震)	1. 室内人人感觉地震, 室外很多人感觉地震。睡着的人很多惊醒。少数人逃出屋外。牲畜不安。房屋普遍摇动。悬挂物强烈摇动, 挂画转动位置。有的钟停摆。不稳的家具翻倒或移动, 未锁的门窗开而复闭。盛满液体的开口容器中少量溢出。振动犹如室内的沉重物体坠地 2. 个别A类房屋出现I类损坏 3. 泉水流量有时变化
VI 度(惊骇)	1. 无论室内、室外大多数人均感到地震。室内很多人感到惊骇, 并逃出室外, 有些人立即不住。家畜自圈中奔出。器皿及玻璃制品偶有个别打碎; 书发掉地, 沉重的家具可能移动; 钟楼上小钟自鸣 2. 个别B类房屋和很多A类房屋有1类损坏。个别A类房屋有2类损坏 3. 潮湿的地方可能出现宽达一厘米的裂缝, 个别情况下, 山区出现滑坡, 泉水流量及井水水位变化
VII 度(建筑物损害)	1. 大多数人感觉惊骇并逃出户外, 很多人行走不稳。驾驶汽车的人感到震动。大钟自鸣 2. 很多C类房屋有1类损坏; 很多B类房屋有2类损坏; 很多A类房屋有3类损坏, 这类房屋个别的发生破坏。个别情况下, 公路边坡崩滑, 路面出现裂缝, 管道接缝损坏, 石围墙裂缝 3. 水面出现波纹, 水变混浊, 泉水流量及井水水位变化。个别旧泉干涸或涌泉水恢复出水。沙土和卵石河岸个别滑坡

续表

烈 度	地 震 情 况
Ⅲ度(建筑物破坏)	1. 人们惊慌失措,甚至开车的人亦感到不安。个别树枝折断。沉重的家具移动,部分翻倒。吊灯损坏 2. 很多C类房屋出现2类损坏,个别的有3类损坏。很多B类房屋出现3类损坏,个别的破坏。很多A类房屋破坏,个别破坏。个别管道接缝偶有破裂,纪念碑将移动或扭转。墓石翻倒,石围墙坍塌 3. 道路挖方和填土的陡坎上出现轻度滑坡,土壤裂缝宽达几厘米,出现积水池,有的枯井复又涌水或水井干涸,更多的是泉水流量和井水水位大变
Ⅳ度(房屋普遍损坏)	1. 普遍惊慌失措,家具损害很大,牲畜乱跑乱叫 2. 很多C类房屋有3类损坏,个别破坏。很多B类房屋破坏,个别破坏。A类房屋很多破坏,纪念碑和柱状物倒下。贮水池大量损坏,地下管道部分破裂、个别铁轨有些弯曲,公路损坏 3. 平原上常冒出水 and 泥沙。地面裂缝宽达10厘米,斜坡及河岸上的裂缝更宽;此外,地面出现大量的小裂缝。悬崖崩塌。土坝经常滑坡和崩塌,水面起大浪
Ⅴ度(房屋普遍破坏)	1. 很多C类房屋破坏,个别破坏。B类房屋很多破坏,A类房屋大多数破坏。水坝和堤严重破坏,桥梁严重破坏。铁轨轻微弯曲。地下管道弯曲并破裂。铺砌及沥青路面成波浪形 2. 地面裂缝宽达几十厘米,有时可达一米,平行于河床出现宽大裂缝,松动岩石从陡坡上掉下。河岸和陡峭的海岸可能有大量滑坡。沿河地区河砂大量移动。运河、湖泊、河流里的水冲到岸上积水成湖
Ⅵ度(灾难)	1. 良好的建筑物、桥梁、水坝、铁路也受到破坏,公路不能通行;地下管道破坏 2. 地面因纵横裂缝、破裂、滑动而大大变形,大量山崩。确定烈度需要专门的研究
Ⅶ度(地貌变化)	1. 所有地上和地下建筑物都强烈破坏或摧毁 2. 地貌发生根本改变,地面随着宽大的纵横裂缝,山脉和河岸大面积坍塌、出现湖泊,形成瀑布,河流改道。确定烈度需专门研究

注: 1. 建筑物的类型(无抗震措施的房屋)的分类

A类 毛石房屋、农村建筑、土坯房屋、用麦杆和粘土砌成的房屋。

B类 一般砖砌房屋、大型砌块及预制构件房屋、构架建筑、经过修葺的天然石房屋。

C类 钢筋混凝土框架房屋,良好的木结构。

2. 数量特征分类

“个别”,是指5%左右;“很多”,是指50%左右;“大多数”,是指75%左右。

3. 破坏程度分类

1类 轻微损坏,抹灰层出现细小裂缝,掉土。

2类 中等损坏,墙上出现不大的裂缝,抹灰层大块脱落,房瓦掉落,烟囱裂缝,部分倾斜。

3类 严重损坏,墙身有大而深的裂缝,烟囱倒塌。

4类 破坏,墙破裂,房屋局部倒塌,墙间的联系破坏,建筑物分为数段,内墙及框架填充墙倒塌。

5类 倒塌,建筑物完全倒塌。

几种地震烈度表的对照

表附-2-5

中国地震 烈度表 (1957)	美国修订 的烈度表 (MM表, 1931)	苏联地球物理 研究所烈度表 (1952)	MSK-1964 烈度表	欧洲烈度表 (MCS表, 1917)	欧洲R-F表 (1883)	日本烈度表 (JMA, 1950)
1	1	1	1	1	1	0
2	2	2	2	2	2	1
3	3	3	3	3	3	2
4	4	4	4	4	4	2-3
5	5	5	5	5	5-6	4
6	6	6	6	6	7	5
7	7	7	7	7	8	4-5
8	8	8	8	8	9	5
9	9	9	9	9	10	6
10	10	10	10	10	10	6
11	11	11	11	11	10	7
12	12	12	12	12	10	7

国内外一些地震断裂资料

表附-2-6

断裂地点或名称	发震时间	震级	断层长度 (m)	断距 (cm)		断层性质
				水平	垂直	
阿生特雷(新西兰)	1848.10.19		96000	610	30	右旋
阿拉拉帕(新西兰)	1855.1.23		144000	1220	275	右旋
阿萨密(印度)	1897.6.12	8.5	20000		1050	
圣安德列斯(美)	1906.9.18	8 $\frac{1}{4}$	435	840	90	右旋
丹那(日本)	1930.11.26	7	30000	300	200	左旋
北安纳托利亚(土耳其)	1839	8	340000	370	150	右旋
英比利尔(美)	1940.5.18	7.1	64000	580	120	右旋
鹿野(日本)	1943.9.10	7.3	8000	150	80	右旋
博格多(蒙古)	1957	8.3	275000	885	300	左旋
罗托科胡(新西兰)	1968			200	90	右旋
山东莒南	1668.7.25	8.5	150~200			
河北三河、平谷	1679.9.2	8	40~50			
云南东川	1733.8.2	6.8	50			
宁夏银川	1739.7.3		60~80			
河北磁县、彭城	1830.6.12	7.5	20~30			
云南嵩明	1833.9.6	8	(50)			
四川西昌	1850.9.12	7.5	10~15			
甘肃武都	1879.7.1	7.5	50~80		20	
新疆喀什(阿图什)	1902.8.22	8.2	150	240	180	右旋

续表

断裂地点或名称	发展时间	震 级	断层长度 (m)	断距 (cm)		断层性质
				水 平	垂 直	
台湾嘉义	1906. 3. 17	7.1	(14)	310		左 旋
宁夏海原	1920. 12. 18	8.5	200			
甘肃浪古	1927. 5. 22	8	(60)			
新疆富蕴	1931. 8. 11	8	150			
甘肃昌马	1932. 12. 25	7.5	116	300		
台 湾	1935. 4. 20	7.0	(25)	300		
青海都兰	1937. 1. 7	7.5	230			
台 湾	1946		6	200		
四川堰塘	1948. 5. 26	$7\frac{1}{4}$	70			
台 湾	1951. 10. 21	7.1	(8)	230		
台 湾	1951. 11. 24	7.3	40	210		
西 藏	1952. 8. 18	7.5	8			
甘肃山丹	1954. 2. 11	$7\frac{1}{4}$	20			
云 南	1955. 9. 23	6.8	1.5	10		
河北邢台	1966. 3. 8	6.7	25	100		
河北邢台	1966. 3. 22	7.2	55	70	45	
云南中甸(东川)	1966. 9. 28	6.5	2	20	2.5	
四川通海	1970. 1. 5	7.8	60	220		
四川炉霍	1973. 2. 6	7.9	90	360		
辽宁海城	1975. 2. 4	7.3	(5.5)	40		
河北唐山	1976. 7. 28	7.8	10	164		

注：括号内数字为部分长度。

一些断层蠕变资料

表附-2-7

地点和断裂名称	位移 (mm/a)	
	水 平	垂 直
河源东江断裂	3.86	2.59
小江断裂	12.2	
灌县二王庙断裂	4.0	0.77
新西兰阿尔卑斯断裂(具转换断层性质)	70	
阿瓦特雷断裂	2.9	0.16
日本Arera断裂	5.1	1.0
美国圣安德列斯断裂(活、具转换断层性质)	40~50	
美国圣安德列斯断裂(活、具转换断层性质)	12.5	
海瓦德断裂	6	
圣辛托斯断裂	0.3	0.6
土耳其安纳托利亚断层	20	
苏联苏霍夫夫断层一侧		10

力学常用非法定计量单位与法定计量单位换算关系表

表附-2-8

量的名称	习用非法定计量单位		法定计量单位		单位换算关系
	名 称	符 号	名 称	符 号	
力	千克力	kgf	牛 顿	N	1kgf = 9.80665N
	吨 力	tf	千 牛 顿	kN	1tf = 9.80665kN
线分布力	千克力每米	kgf/m	牛顿每米	N/m	1kgf/m = 9.80665N/m
	吨力每米	tf/m	千牛顿每米	kN/m	1tf/m = 9.80665kN/m
面分布力、压强	千克力每平方米	kgf/m ²	牛顿每平方米 (帕斯卡)	N/m ² (Pa)	1kgf/m ² = 9.80665N/m ² (Pa)
	吨力每平方米	tf/m ²	千牛顿每平方米 (千帕斯卡)	kN/m ² (kPa)	1tf/m ² = 9.80665kN/m ² (kPa)
	标准大气压	atm	兆帕斯卡	MPa	1atm = 0.101325MPa
	工程大气压	at	兆帕斯卡	MPa	1at = 0.0980665MPa
	毫米水柱	mmH ₂ O	帕 斯 卡	Pa	1mmH ₂ O = 9.80665Pa (按水的密度为1g/cm ³ 计)
	毫米汞柱	mmHg	帕 斯 卡	Pa	1mmHg = 133.322Pa
	巴	bar	帕 斯 卡	Pa	1bar = 10 ⁵ Pa
体分布力	千克力每立方米	kgf/m ³	牛顿每立方米	N/m ³	1kgf/m ³ = 9.80665N/m ³
	吨力每立方米	tf/m ³	千牛顿每立方米	kN/m ³	1tf/m ³ = 9.80665kN/m ³
力矩、弯矩、扭矩、力偶矩、转矩	千克力米	kgf·m	牛 顿 米	N·m	1kgf·m = 9.80665N·m
	吨力米	tf·m	千 牛 顿 米	kN·m	1tf·m = 9.80665kN·m
双弯矩	千克力二次方米	kgf·m ²	牛 顿 二 次 方 米	N·m ²	1kgf·m ² = 9.80665N·m ²
	吨力二次方米	tf·m ²	千 牛 顿 二 次 方 米	kN·m ²	1tf·m ² = 9.80665kN·m ²

续表

量的名称	习用非法定计量单位		法定计量单位		单位关系换算
	名称	符号	名称	符号	
应力、材料强度	千克力每平方毫米	kgf/mm ²	兆帕斯卡	MPa	1kgf/mm ² = 9.80665MPa
	千克力每平方厘米	kgf/cm ²	兆帕斯卡	MPa	1kgf/cm ² = 0.0980665MPa
	吨力每平方米	tf/m ²	千帕斯卡	kPa	1tf/m ² = 9.80665kPa
弹性模量、剪变模量、压缩模量	千克力每平方厘米	kgf/cm ²	兆帕斯卡	MPa	1kgf/cm ² = 0.0980665MPa
压缩系数	平方厘米每千克力	cm ² /kgf	每兆帕斯卡	MPa ⁻¹	1cm ² /kgf = (1/0.0980665)MPa ⁻¹
地基抗力刚度系数	吨力每三次方米	tf/m ³	千牛顿每三次方米	kN/m ³	1tf/m ³ = 9.80665kN/m ³
地基抗力比例系数	吨力每四次方米	tf/m ⁴	千牛顿每四次方米	kN/m ⁴	1tf/m ⁴ = 9.80665kN/m ⁴

附2.2 非线性地下工程有限元程序

该程序是一个非线性地下工程有限元专用程序，其主要功能如下：

(1) 主要是计算地下工程开挖而引起的地应力场及位移场的变化，并可以计算出塑性区的大小。

(2) 根据工程需要可以计算弹性体，也可以计算弹塑性体。

(3) 该程序特别适合于硐室、采场的开挖、可以连续地进行多步模拟开挖、充填等工序。

(4) 适合于露天边坡的计算，可以计算开挖而引起的边坡的应力、位移及塑性区分布。

(5) 可以计算巷道的应力、位移及支护的应力。

(6) 对于使用预应力锚杆和砂浆锚杆作为支护的情况，可以计算锚杆的应力情况及由于锚杆的作用而引起围岩的应力重分布。对于计算模型中存有大的裂隙或断层时，可以用节理单元进行模拟计算，这样可使计算得到的结果更接近于实际情况。

本程序采用四节点四边形等参单元，具有自动划分单元网格的功能，这样就使得输入数据大为简化，并能迅速地得到准确的单元信息，在输入数据中只需输入几个控制点的单元信息。对于多步开挖时，只需输入少量的控制信息，就可以很容易地进行多达几十步的模拟计算。

本程序是北京有色冶金设计研究总院在1983年~1987年间编制的。应用该程序完成了“红透山铜矿竖井稳定性分析”、“栖霞山铅锌矿三下开采保护地表稳定性分析”、“金川二矿区采场参数优化选择”以及“铜录山矿陡边坡的稳定性分析”等。源程序在使用的过程中得到了不断的修改和完善。

```

C *****
C * THIS IS A NONLINEAR FINITE ELEMENT PROGRAM FOR ANALYSIS THE *
C * STABILITY IN ROCK MECHANICS AND MINING ENGINEERING. *
C * * *
C * VERSION:2.0 *
C * THIS VERSION PUT THE STIFFNESS MATRIX INTO THE MEMORY *
C * YOU CAN NOT CALCULATE THE BIG PROJECT. *
C * DATE:86.9. *
C *****
C2345678901234567890123456789012345678901234567890123456789012
PROGRAM FEM
C
C CALL MAIN SUBROUTINE
C
C CALL MAIFEM
C
C STOP
C END
C
C CALCULATE THE BOUNDARY CONDITION WITH ANCHOR CONSTRAIN.
C
SUBROUTINE CBOCN(RR,NUR,NNODE,R,LLN)
PARAMETER (LLK=300)
DIMENSION RR(NNODE,2),R(LLN,3),R1(LLK,3)
INTEGER R,RR,P,R1
COMMON JUDG01,NELEM,NODE,NROCK,NLOAD,NMESH,NITEM,NJOINT,JUDG02,
+NRR
COMMON /KA/IA6(12),N,IA2(2)
COMMON /INOUPC/LUNIT1,LUNIT0,LUNIT5,LUNITK
C
WRITE(LUNIT5,2001)
2001 FORMAT(1X,'CALCULATING THE BOUNDARY CONDITION')
C
C TEST THE DIMENSION.
C
IF(LLK.LT.NRR) GOTO 100
GOTO 120
100 WRITE(LUNIT5,115)NRR
115 FORMAT(1X,'LLK MUST BE GREATER THAN ',I8)
STOP 'ERROR ON CBOCN'
120 NUR=NUR+1
READ(LUNIT1,*) ((R(I,J),J=1,3),I=1,NRR)
C
C CHECK THE INFORMATION OF THE BOUNDARY CONSTRAIN
C
CALL CHECK1(R,NRR,LLN)
CC
C SAVE FIRST STEPE RESTRICTION INFORMATIONS
C
IF(NUR.EQ.1) GOTO 30
GOTO 45
30 DO 40 I=1,NRR
DO 40 J=1,3
R1(I,J)=R(I,J)
40 CONTINUE
NRR1=NRR
GOTO 70
C
C MODIFY THE RESTRICTION INFORMATION AFTER FIRST STEPE.
C
45 MN1=0

```

```

DO 57 J=1,NRR
DO 55 I=1,NRR1
IF(R1(I,1).EQ.R(J,I)) GOTO 50
55 CONTINUE
MN1=MN1+1
MN=NRR1+MN1
R1(MN,1)=R(J,1)
R1(MN,2)=R(J,2)
R1(MN,3)=R(J,3)
GOTO 57
50 R1(I,2)=R(J,2)
R1(I,3)=R(J,3)
57 CONTINUE
C
C SAVE THE RESTRICTIONS INFORMATIONS AFTER MODIFYING.
C
IF(MN1.EQ.0) MN=NRR1
MK=0
DO 60 I=1,MN
IF(R1(I,1).EQ.1.AND.R1(I,2).EQ.1) GOTO 60
MK=MK+1
R1(MK,1)=R1(I,1)
R1(MK,2)=R1(I,2)
R1(MK,3)=R1(I,3)
60 CONTINUE
NRR1=MK
C
DO 65 I=1,NRR1
DO 65 J=1,3
R(I,J)=R1(I,J)
65 CONTINUE
NRR=NRR1
C
70 DO 9 I=1,NODE
DO 9 J=1,2
9 RR(I,J)=1
DO 14 I=1,NRR
DO 14 J=1,2
IF(R(I,J+2).NE.0) GOTO 14
P=R(I,1)
RR(I,J)=0
14 CONTINUE
N=0
DO 20 I=1,NODE
DO 20 J=1,2
IF(RR(I,J).LE.0) GOTO 20
RR(I,J)=RR(I,J)+N
N=N+1
20 CONTINUE
C WRITE(LUNITO,*) ((R(I,J),J=1,3),I=1,NRR)
C RETURN
C END
C
C GETTINE THE DIRECTION AND QUANTITY OF THE MAIN STRESSES.
C
C SUBROUTINE MASTR(STRESS,NAA,ANGJ,FCPLA,AMT,NTYPE,SITST,
+NNODE,MANU)
C
C REAL L,M
C INTEGER ET
C INTEGER*2 NAA,NTYPE
C
C DIMENSION STRESS(NNODE,3),NAA(NNODE,4),ANGJ(10),FCPLA(NNODE),
+AMT(MANU,7),NTYPE(NNODE),SITST(NNODE,2)

```

```

COMMON JUDG01, NELEM, NODE, NROCK, NLOAD, NMESH, NITEM, NJOINT, JUDG02,
+NRR, DEVIA
COMMON /INOUPC/LUNITI, LUNITO, LUNITS, LUNITK
WRITE(LUNITS, 2001)
2001 FORMAT(1X, 'CALCULATING THE PRINCIPAL STRESSES OF EACH ELEMENT')
WRITE(LUNITO, 27)
27 FORMAT(10X, 4HNO**, 3X, 6HSGM1**, 4X, 6HSGM2**, 6X, 5HTMX**, 3X, 5HALF**,
11X, 7HFCPLA**, 4X, 4HC1**, 4X, 4HC2**, 1X/)
C
130 PI=3.14159
DO 25 I=1, NELEM
C WRITE(LUNITO, 1001) SITST(I, 1), SITST(I, 2)
C 1001 FORMAT(1X, 'SITST(I, 1), SITST(I, 2)', 2(F10.3, 2X))
ET=NTYPE(I)
IF(ET.EQ.0) FCPLA(I)=0.
IF(ET) 1, 1, 2
2 EI=AMT(ET, 1)
1 C1=STRESS(I, 1)
C2=STRESS(I, 2)
C3=STRESS(I, 3)
IF(ET-NJOINT) 3, 3, 4
3 TEMDI1=C1
TEMDI2=C2
TEMDI3=0
IF(ET) 5, 6, 6
6 ALF=0
GOTO 7
5 ALF=ANGJ(ET)
BAT=0
7 GOTO 8
4 L=(C1-C2)*0.5
S=SQRT(L**2+C3**2)
M=0.5*(C1+C2)
TEMDI1=M+S
TEMDI2=M-S
TEMDI3=S
IF(EI-0.001) 9, 9, 10
9 ALF=0
BAT=0
GOTO 8
10 B1=2*C3
B2=C1-C2
IF(C1-C2) 11, 12, 13
12 IF(C3) 11, 13, 11
13 ALF=0
11 IF(C1-C2) 14, 15, 16
15 IF(C3) 16, 14, 14
16 ALF=0.75*PI
14 IF(C1-C2) 17, 18, 17
18 IF(C3) 17, 17, 19
19 ALF=0.25*PI
17 IB=NTYPE(I)
F=AMT(IB, 3)
IF(C1-C2) 20, 21, 21
20 ALF=0.5*(PI+ATAN(B1/B2))
BAT=0.5*ATAN(B1/B2)-0.25*PI-0.5*F
21 IF(C1-C2) 22, 30, 23
30 BAT=0.25*PI
GOTO 22
23 ALF=0.5*ATAN(B1/B2)
BAT=0.5*ATAN(B1/B2)+0.25*PI-0.5*F
22 B1=ALF*180/PI
B2=BAT*180/PI
GOTO 24

```



```

C      WRITE(LUNITS,2001)
2001  FORMAT(1X,'PLEASE INPUT THE FILE NAME OF THE INPUT DATA:')
      READ(LUNITK,1)NAME1
1      FORMAT(20A)
      WRITE(LUNITS,2002)
2002  FORMAT(1X,'PLEASE INPUT THE FILE NAME OF THE OUTPUT DATA:')
      READ(LUNITK,2)NAME2
2      FORMAT(20A)
      OPEN(LUNITI,FILE=NAME1)
      OPEN(LUNITO,FILE=NAME2,STATUS='NEW')
C
      READ(LUNITI,*) JUDG01,NELEM,NODE,NROCK,NLOAD,NMESH,NITEM,
+ NJOINT,JUDG02,NRR,DEVIA
C
C      TEST THE DIMENSION
C
      IF(LLA.LT.NODE) GOTO 70
      IF(LLB.LT.NROCK) GOTO 80
      IF(LLC.LT.NLOAD) GOTO 90
C
      READ(LUNITI,*) EB,((AMT(I,J),J=1,7),I=1,NROCK)
      NNODE=LLA
      GSA(1)=-SQRT(3./5.)
      GSA(2)=0.0
      GSA(3)=-GSA(1)
      GSH(1)=5./9.
      GSH(2)=8./9.
      GSH(3)=GSH(1)
      NUOS=0
C
C      FORM THE INFORMATION OF THE ELEMENT MESH
C
      CALL FIMESH(NAA,X,Y,NNODE)
C
      NUR=0
1 31 DO 32 I=1,NODE
      DO 32 J=1,2
32  DISPLA(I,J)=0.
      IF(JUDG01.EQ.0) GOTO 38
      DO 37 I=1,NELEM
      PCPLA(I)=0
      DO 37 J=1,3
      STRESS(I,J)=0.
37  CONTINUE
38  CALL CBOCN(RR,NUR,NNODE,IR,LLN)
C
39  READ(LUNITI,*) NBEL,NBSORT,SBOLT,BOLOAD,(ANGJ(I),I=1,NJOINT)
      READ(LUNITI,*) NNLOAD,(NTYPE(I),I=1,NELEM),
+      (DALOAD(I),I=1,NLOAD)
C
C      CHECK THE ROCK TYPE NUMBER INFORMATION
C
      CALL CHECK2(NTYPE,NELEM,NROCK)
C
C      CHECK THE INFORMATION OF THE CONSTRAIN
C
      WRITE(LUNITS,*) 'CHECKING THE CONSTRAIN INFORMATION'
      CALL CHECK3(NAA,NNODE,NODE,NELEM,NTYPE,IR,LLN,NRR)
C
      WRITE(LUNITO,1000) NNLOAD,(I,NTYPE(I),I=1,NELEM)
C 1000 FORMAT(1X,'NNLOAD,NTYPE',I3,20(I3,' '),I3))
      NUOS=NUOS+1

```

```

      8 B1=ALF*180/PI
      B2=B1
    24 TEMDI5=FCPLA(I)
      TEMDI4=B1
C      TEMDI5=B2
      IF(SITST(I,1).EQ.0.0) GOTO 70
      CONTR1=TEMDI1/SITST(I,1)
      GOTO 77
    70 CONTR1=0.0
    77 IF(SITST(I,2).EQ.0.0) GOTO 75
      CONTR2=TEMDI2/SITST(I,2)
      GOTO 78
    75 CONTR2=0.0
    78 TEMDI6=CONTR1
      TEMDI7=CONTR2
      WRITE(LUNITO,26) I,TEMDI1,TEMDI2,TEMDI3,TEMDI4,TEMDI5,
+      TEMDI6,TEMDI7
    26 FORMAT(10X,I4,2X,F8.1,2X,F8.1,2X,F8.1,2X,F6.1,2X,F3.1,
+2X,F6.2,2X,F6.2)
    25 CONTINUE
      RETURN
      END

C
C      THIS IS THE MAIN SUBROUTINE FOR FINITE ELEMENT METHOD PROGRAM.
C
$LARGE
      SUBROUTINE MAIFEM
      PARAMETER (LLA=1000,LLB=10,LLC=20,LLN=300)
      DIMENSION IR(LLN,3)
      COMMON /TEMP/NAA(LLA,4),X(LLA),Y(LLA),FCPLA(LLA),RR(LLA,2),
+      AMT(LLB,7)
      COMMON /TEMP2/SITST(LLA,2),JWY(LLA,2),DALOAD(LLC),
+      STRESS(LLA,3),DISPLA(LLA,2),NTYPE(LLA)
C
      REAL JWY
      INTEGER BOLOAD,H,RR
      INTEGER*2 NAA,NTYPE
C
C      LUNITI=5,CONNECT WITH INPUT DATA FILE.
C      LUNITO=6,CONNECT WITH OUTPUT DATA FILE.
C      LUNITS=10,OUTPUT TO SCREEN
C      LUNITK=11,INPUT FROM KEYBOARD
C
      COMMON JUDG01,NELEM,NODE,NROCK,NLOAD,NMESH,NITEM,NJOINT,JUDG02,
+      NRR,DEVIA
      COMMON /KA/NBEL,NNLOAD,NBSORT,CX(8),BOLOAD,N,MX,H
      COMMON /KB/A3(3),EB,SBOLT,LG,A9(9)
      COMMON /KC/GSA(3),GSH(3),A20(20),ANGJ(10)
      COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNITS,LUNITK
C
      CHARACTER*20 NAME1,NAME2
C
C      INPUT THE FILENAME OF THE INPUT FILE AND THE OUTPUT FILE FORM CON:
C
      LUNITI=5
      LUNITO=6
      LUNITS=10
      LUNITK=11
C
C      OPEN FILE TO SCREEN AND KEYBOARD
C
      OPEN(LUNITS,FILE='CON:')
      OPEN(LUNITK,FILE='CON:')

```

```

        WRITE(LUNITO,65) NUOS
65      FORMAT(/34X,'***** THE NUMBER OF THE STEP= ',I2,
1' *****')
        WRITE(LUNITS,66) NUOS
66      FORMAT(1X,'BEGANING THE CALCULATION OF THE STEP=',I3)
        MANU=LLB
        NLNU=LLC
        CALL INSTR(NAA,X,Y,RR,AMT,DALOAD,STRESS,DISPLA,NTYPE,FCPLA,
+ SITST,JWY,NNODE,MANU,NLNU,MNLOAD)
        READ(LUNITI,*) JUDG01,NCTRL,NRR,JUDG02
        GOTO (60,39,31,38),NCTRL
        GOTO 60
70      WRITE(LUNITS,75) NODE
75      FORMAT(1X,'LLA MUST BE GREATER THAN ',I8)
        GOTO 60
80      WRITE(LUNITS,85) NROCK
85      FORMAT(1X,'LLB MUST BE GREATER THAN ',I8)
        GOTO 60
90      WRITE(LUNITS,95) NLOAD
95      FORMAT(1X,'LLC MUST BE GREATER THAN ',I8)
60      RETURN
        END

C      CALCULATE THE STIFFNESS MATRIX OF ELEMENT OF ANCHOR BOLT.
C
C      SUBROUTINE CSMBT(L,IBELE,ANGB,X,Y,RR,KE,LME2,MUGT,NNODE)
        DIMENSION IBELE(LME2,3),ANGB(MUGT),X(NNODE),Y(NNODE),RR(NNODE,2),
+ KE(8,8)
C
C      INTEGER P,Q,CN,RR
        REAL LG,MG,KE
C
C      COMMON JUDG01,NELEM,NODE
        COMMON /KB/CD(3),EB,SBOLT,NAAA1(10)
        COMMON /KC/C5(10),CN(8),NAAA2(18)
        COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNITS,LUNITK
C
        P=IBELE(L,1)
        Q=IBELE(L,2)
        IS=IBELE(L,3)
        BET=ANGB(IS)
        C=COS(BET)
        S=SIN(BET)
        LG=SQRT((X(Q)-X(P))**2+(Y(Q)-Y(P))**2)
        MG=EB*SBOLT/LG
        B1=MG*C*C
        B2=MG*C*S
        B3=MG*S*S
        KE(1,1)=B1
        KE(2,1)=B2
        KE(2,2)=B3
        KE(3,1)=-B1
        KE(3,2)=-B2
        KE(3,3)=B1
        KE(4,1)=-B2
        KE(4,2)=-B3
        KE(4,3)=B2
        KE(4,4)=B3
        DO 30 I=1,8
        DO 30 J=1,8
        IF(I.LE.4.AND.J.LE.4) GOTO 28
        KE(J,I)=0
        KE(I,J)=0
        GOTO 30

```

```

28 KE(I,J)=KE(J,I)
30 CONTINUE
   DO 31 K=5,8
31 CN(K)=0
   CN(1)=RR(P,1)
   CN(2)=RR(P,2)
   CN(3)=RR(Q,1)
   CN(4)=RR(Q,2)
   RETURN
   END
C   ASSEMBLE THE GLOBAL STIFFNESS MATRIX
C
$LARGE
   SUBROUTINE AGSM(NAA,X,Y,RR,A,AMT,IBELE,ANGB,DALOAD,DU,TZ,
+ KK,NTYPE,MAXK1,NNODE,NNODE2,MANU,LME2,MUGT,NLNU)
C
   REAL KK,KE,LG
   INTEGER H,B1,B2,B3,ET,PE,CN,RR,E0,A,ZLS
   INTEGER*2 NAA,NTYPE
C
   DIMENSION NAA(NNODE,4),X(NNODE),Y(NNODE),RR(NNODE,2),A(NNODE2)
+ ,AMT(MANU,7),IBELE(LME2,3),ANGB(MUGT),DALOAD(NLNU),DU(NNODE2),
+ TZ(8,8),NTYPE(NNODE),KK(MAXK1)
C
   DIMENSION KE(8,8),D(3,3),B(3,8)
C
   COMMON JUDG01,NELEM,NODE,NROCK,NLOAD,NMESH,NITEM,NJOINT,JUDG02,
+ NRR,DEVIA
   COMMON /KA/NBEL,KX1,KX2,XXK(8),KX3,N,MX,H
   COMMON /KB/DDE,DD,ZLS,EB,SBOLT,LG,AAAA(9)
   COMMON /KC/GSA(3),GSH(3),PE(4),CN(8),C8(8),ANGJ(10)
   COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNITL,LUNITK
   WRITE(LUNITL,2001)
2001 FORMAT(1X,'CACULATING THE GLOBAL STIFFNESS MATRIX')
C
   DO 2 I=1,H
   KK(I)=0.
   IF(I-N) 1,1,2
1 DU(I)=0
2 CONTINUE
   E0=0
   MN=NELEM+NBEL
   DO 26 NE=1,MN
   IF(NE-NELEM) 4,4,3
4 ET=NTYPE(NE)
   IF(ET) 5,26,5
5 CALL PINEL(NE,NAA,RR,NNODE)
   IF(ET-NJOINT) 7,7,8
7 CALL CMJE(ET,AMT,TZ,MANU)
   CALL CJSM(X,Y,KE,TZ,NNODE)
   GOTO 9
8 IF(ET-E0) 10,11,10
10 E0=ET
   CALL CELMA(ET,AMT,D,MANU)
11 CALL CESM(X,Y,AMT,DU,B,D,KE,ET,NNODE,MANU,NNODE2)
   GOTO 9
3 IF(NBEL-1) 26,26,12
12 M=NE-NELEM
   CALL CSMBT(M,IBELE,ANGB,X,Y,RR,KE,LME2,MUGT,NNODE)
9 DO 6 I=1,8
   DO 6 J=1,8
   IF(CN(I)) 6,6,13
13 IF(CN(J)) 6,6,15
15 IF(CN(I)-CN(J)) 6,16,16

```



```

      INTEGER*2 NAA, NTYPE
C
      COMMON JUDG01, NELEM, NODE, NROCK, NLOAD, NMESH, NITEM, NJOINT, JUDG02,
+ NRR
      COMMON /KA/K1, NNLOAD, NBSORT, K(8), BOLOAD, N, MX, H
      COMMON /KB/DDE, AI, ZLS, DD(12)
      COMMON /INOUPC/LUNITI, LUNITO, LUNITS, LUNITK
C
      LMHZ=LLI
      LMHZ1=2*NBSORT
C
      TEST THE DIMENSION
C
      IF (LMHZ.LT.LMHZ1) GOTO 30
      GOTO 5
30  WRITE(LUNITS,35) LMHZ1
35  FORMAT(1X, 'LLI MUST BE GREATER THAN ', I8)
      STOP 'ERROR ON CTRLIN'
5   AI=DALOAD(ZLS)
      IF ((AI.EQ.0.0).OR.(DDE.GT.0)) GOTO 25
      IF (ZLS.GT.1) GOTO 20
      IF (JUDG02) 8, 25, 8
9   CALL GLONO(NAA, X, Y, RR, STRESS, JHZ, MHZ, ANGB, BJD, NNODLD, NNBLT,
+ NNODE, LNL, LMHZ, MUGT)
      GOTO 10
8   KD=2*NBSORT
      READ(LUNITI, *) ((JHZ(I, J), J=1, 3), I=1, NNLOAD),
+ ((MHZ(I, J), J=1, 3), I=1, KD)
10  IF(BOLOAD) 18, 18, 17
17  MNA=2*NBSORT
      DO 21 I=1, MNA
        B0=MHZ(I, 1)
        DO 21 J=1, 2
          B1=MHZ(I, J+1)
          B2=RR(B0, I)
          IF ((B2.GT.0).AND.(B1.NE.0)) DU(B2)=DU(B2)+B1
21  CONTINUE
      GOTO 18
20  DO 16 I=1, N
16  DU(I)=0
18  DO 24 I=1, NNLOAD
      B0=JHZ(I, 1)
      IF(B0.EQ.0) GOTO 24
      DO 26 J=1, 2
        E1=JHZ(I, J+1)*AI
        B2=RR(B0, J)
        IF ((E1.NE.0).AND.(B2.GT.0)) DU(B2)=DU(B2)+E1
26  CONTINUE
24  CONTINUE
25  RETURN
      END
C
      RESOLVE THE GLOBAL STIFFNESS MATRIX OF SINGLE DIMENSION ITEM
C
$LARGE
      SUBROUTINE CGSMS(A, KK, MAXK1, NNODE2)
      DIMENSION A(NNODE2), KK(MAXK1)
      REAL KK
      INTEGER B0, B1, B2, G, F, A
      COMMON /KA/K6(12), N, MX, H
      COMMON /INOUPC/LUNITI, LUNITO, LUNITS, LUNITK
      WRITE(LUNITS, 2001)
2001 FORMAT(1X, 'RESOLVE THE GLOBAL STIFFNESS MATRIX OF SINGLE DIMENSION
+ ITEM')

```

```

DO 22 J=2,N
L=A(J-1)+J+1-A(J)
DO 22 I=L,J
G=A(I)+I-J
IF(I-1) 18,19,18
18 M=A(I-1)+I-A(J)
GOTO 20
19 M=0
20 MNB=I-1
IF(L.GT.MNB) GOTO 22
DO 30 F=L,MNB
IF(F-M) 30,30,21
21 B0=A(I)
B1=A(J)
B2=A(I)
MNC=B0-I+F
MND=B1-J+F
KK(G)=KK(G)-KK(MNC)*KK(MND)/KK(B2)
30 CONTINUE
22 CONTINUE
RETURN
END

```

C
C
C

CALCULATE THE FACTOR OF RULE I AND J2

```

SUBROUTINE FCIJ(NE,ET,FCPLAD,SM1,SM2,AMT,MANU)
DIMENSION AMT(MANU,7)
INTEGER ET
REAL KI,MU,J1,J2
COMMON /KB/C8(8),EI,MU,KI,J1,J2,ALF,PZ1
COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNITS,LUNITK
FI=AMT(ET,3)
CI=AMT(ET,4)
TI=TAN(FI)
BI=SQRT(9.0+12.0*TI**2)
ALF=ABS(TI/BI)
KI=ABS(3.0*CI/BI)
CI=SM1+SM2
IF(FCPLAD.LT.1.0.OR.CI.EQ.0.0) SM3=MU*CI
IF(FCPLAD.GE.1.0.AND.CI.NE.0.0) GOTO 3
GOTO 7
3 BI=ABS(0.5*(SM1-SM2)*SIN(FI))
IF(CI.GT.0.0) GOTO 5
SM3=0.5*CI+BI
GOTO 7
5 SM3=0.5*CI-BI
7 J1=SM1+SM2+SM3
J2=((SM1-SM2)**2+(SM2-SM3)**2+(SM3-SM1)**2)/6
RETURN
END

```

C
C
C

SOLVE RIGHT ITEM OF EQUATION AND REGRESS

\$LARGE

```

SUBROUTINE SRITE(A,KK,DU,MAXK1,NNODE2)
COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNITS,LUNITK
DIMENSION A(NNODE2),DU(NNODE2),KK(MAXK1)
REAL KK
INTEGER B1,B,B2,A,H
COMMON /KA/K6(12),N,MX,H
WRITE(LUNITS,2001)
2001 FORMAT(1X,'SOLVE RIGHT ITEM OF EQUATION AND REGRESS')
DO 26 I=2,N
MNB=A(I-1)+I+1-A(I)

```

```

MNC=I-1
DO 26 J=MNB,MNC
B2=A(J)
B=A(J)
C WRITE(LUNITO,*) 'I=',I,'J=',J,'DU(I)=' ,DU(I) , 'DU(J) ' ,DU(J)
DU(I)=DU(I)-KK(B-I+J)*DU(J)/KK(B2)
C WRITE(LUNITO,*) 'DU(I) ' ,DU(I)
26 CONTINUE
DO 32 IX=1,N
I=1+N-IX
IF(MX+I-N) 27,28,28
27 L=MX+I
GOTO 29
28 L=N
29 IY=I+1
IF(IY.GT.L) GOTO 35
DO 31 J=IY,L
IF(A(J)-J+I-A(J-1)) 31,31,38
38 B1=A(J)-J+I
C WRITE(LUNITO,*) 'DUI,DUJ' ,DU(I) ,DU(J)
DU(I)=DU(I)-KK(B1)*DU(J)
C WRITE(LUNITO,*) 'DUI' ,DU(I)
31 CONTINUE
35 B=A(I)
DU(I)=DU(I)/KK(B)
C WRITE(LUNITO,*) 'LAST DUI' ,DU(I)
32 CONTINUE
RETURN
END

C
C THIS IS THE ROUTINE OF THE INITIAL STRESSES ASSIGNED
C
C
C $LARGE
SUBROUTINE INSTR(NAA,X,Y,RR,AMT,DALOAD,STRESS,DISPLA,NTYPE,FCPLA,
+SITST,JWY,NNODE,MANU,NLNU,NNLOAD)
C
PARAMETER (LLD=200,LLF=30000,LLF=100,LLG=30,LLH=2000)
DIMENSION NAA(NNODE,4),X(NNODE),Y(NNODE),RR(NNODE,2),AMT(MANU,7),
+DALOAD(NLNU),STRESS(NNODE,3),DISPLA(NNODE,2),NTYPE(NNODE),
+FCPLA(NNODE)
C
DIMENSION SITST(NNODE,2),A(LLH),IBELE(LLF,3),ANGB(LLG),
+DU(LLH),JHZ(LLD,3),BJD(LLD,4),NNODLD(LLD),JWY(NNODE,2)
COMMON /TEMP1/KK(LLF)
COMMON /TEMP2/A,DU
C
INTEGER BOLOAD,H,RR,ET,ZLS,A
INTEGER*2 NAA,NTYPE
C
REAL KK,JHZ,JWY
COMMON JUDG01,NELEM,NODE,NROCK,NLOAD,NMESH,NITEM,NJOINT,JUDG02,
+NRR,DEVIA
COMMON /KA/NBEL,K1,NBSORT,Y1,CX1,CY1,TTY1,Y2,CX2,CY2,TTY2,BOLOAD,
+N,MX,H
COMMON /KB/DDE,D2,ZLS,EB,SBOLT,IG,AAAA(9)
COMMON /KC/DAD(6),IPE(4),ICN(8),CS(8),ANGJ(10)
COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNIT5,LUNITK
C
LME2=LLF
LNL=LLD
NNODE2=NNODE*2
CALL CHEAN(AMT,NAA,RR,A,NNODE,NNODE2,MANU)
MAXK1=H

```



```

      READ(LUNITI,*)Y1,CX1,CY1,TTY1,Y2,CX2,CY2,TTY2,
      + ((IBELE(I,J),J=1,3),I=1,NBEL),(ANGB(I),I=1,NBSORT)
      WRITE(LUNITS,2001)
2001  FORMAT(1X,'ASSIGN THE INITIAL STRSSES')
C
C   TEST THE DIMENSION
C
      IF(LLD.LT.NNLOAD) GOTO 20
      IF(LLH.LT.NNODE2) GOTO 15
      IF(LLE.LT.MAXK1) GOTO 30
      IF(LLF.LT.NBEL) GOTO 40
      IF(LLG.LT.NBSORT) GOTO 50
      GOTO 70
15  WRITE(LUNITS,16) NNODE2
16  FORMAT(1X,'LLH MUST BE GREATER THAN',I8)
      GOTO 60
20  WRITE(LUNITS,25) NNLOAD
25  FORMAT(1X,'LLD MUST BE GREATER THAN',I8)
30  WRITE(LUNITS,35) MAXK1
35  FORMAT(1X,'LLE MUST BE GREATER THAN',I8)
      GOTO 60
40  WRITE(LUNITS,45) NBEL
45  FORMAT(1X,'LLF MUST BE GREATER THAN',I8)
      GOTO 60
50  WRITE(LUNITS,55) NBSORT
55  FORMAT(1X,'LLG MUST BE GREATER THAN',I8)
60  STOP 'ERROR ON INSTR'
70  CONTINUE
C
C   WRITE(LUNITO,1000)Y1,CX1,XY1,TTY1,Y2,CX2,CY2,TTY2
C 1000 FORMAT(1X,'Y1,CX1,XY1,TTY1,Y2,CX2,CY2,TTY2',8F10.4)
C   WRITE(LUNITO,*) 'JUDG01=',JUDG01
      IF(IABS(JUDG01)-1) 8,8,2
2  DO 7 I=1,NELEM
      SITST(I,1)=0.0
      SITST(I,2)=0.0
      N1=NAA(I,1)
      N2=NAA(I,2)
      N3=NAA(I,3)
      N4=NAA(I,4)
      YB=(Y(N1)+Y(N2)+Y(N3)+Y(N4))/4.0
      SIGX=CX1+(CX1-CX2)/(Y1-Y2)*(YB-Y1)
      SIGY=CY1+(CY1-CY2)/(Y1-Y2)*(YB-Y1)
      SIGXY=TTY1+(TTY1-TTY2)/(Y1-Y2)*(YB-Y1)
C   WRITE(LUNITO,1001)SIGX,SIGY,SIGXY
C 1001 FORMAT(1X,'SIGX,SIGY,SIGXY',F10.3,2X,F10.3,2X,F10.3)
      ET=NTYPE(I)
      IF(ET) 5,5,3
3  IF(ET-NJOINT) 4,4,5
4  FI=ANGJ(ET)
      STRESS(I,1)=0.5*(SIGY-SIGX)*SIN(2*FI)+SIGXY*COS(2*FI)
      STRESS(I,2)=SIGY*COS(FI)**2+SIGX*SIN(FI)**2-SIGXY*SIN(2*FI)
5  IF(ET-(NJOINT+1)) 7,7,6
6  STRESS(I,1)=SIGX
      STRESS(I,2)=SIGY
      STRESS(I,3)=SIGXY
      SITST(I,1)=(SIGX+SIGY)/2.+SQRT((SIGX-SIGY)**2/4.+SIGXY**2)
      SITST(I,2)=(SIGX+SIGY)/2.-SQRT((SIGX-SIGY)**2/4.+SIGXY**2)
C   WRITE(LUNITO,1002)SITST(I,1),SITST(I,2),STRESS(I,1),
C   +STRESS(I,2),STRESS(I,3)
C 1002 FORMAT(1X,'SITST(I,1),SITST(I,2),STRESS',5(F10.3,2X))
7  CONTINUE
8  DDE=1.0
  2LS=1.0

```

```

      CALL CTRPA(DISPLA,NAA,X,Y,FR,A,AMT,ANGB,IBELE,DALOAD,STRESS,
+ NTYPE,FCPLA,MAXK1,KK,
+ DU,BJD,NNODLD,JH2,NNODE,NNODE2,MANU,NBSORT,LME2,NLNU,LNL)
      CALL MASTR(STRESS,NAA,ANGJ,FCPLA,AMT,NTYPE,SITST,NNODE,MANU)
      IF(NBEL-1) 9,10,9
9 CALL CTRBT(IBELE,ANGB,RR,DISPLA,X,Y,JWY,NNODE,LME2,NBSORT)
10 RETURN
      END

```

```

C
C
C      GENERATE THE MESH OF THE ELEMENTS.

```

```

      SUBROUTINE GMEE(NAA,X,Y,NNODE)
      PARAMETER (LLK=20)
      DIMENSION NAA(NNODE,4),X(NNODE),Y(NNODE)
      DIMENSION XYN(LLK,8),CONVXY(LLK,3)
      DIMENSION AEN(LLK,2),INFNOD(LLK,4)
      INTEGER AEN,FD,FJ
      INTEGER*2 NAA,NTYPE
      COMMON JUDG01,NELEM,NODE,NROCK,NLOAD,NMESH,NITEM,NJOINT,
+ JUDG02,NRR,DEVIA
      COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNIT5,LUNITK

```

```

C
      READ(LUNITI,*) ((INFNOD(I,J),J=1,4),I=1,NMESH),
+ ((AEN(I,J),J=1,2),I=1,NMESH)
      READ(LUNITI,*) ((XYN(I,J),J=1,8),I=1,NMESH),
+ ((CONVXY(I,J),J=1,3),I=1,NMESH)
      LNK2=4
      LX2=8
      LNN1=LLK

```

```

C
C
C      TEST THE DIMENSION.

```

```

      IF(LLK.LT.NMESH) GOTO 10
      GOTO 18
10 WRITE(LUNIT5,15)NMESH
15 FORMAT(1X,'LLK MUST BE GREATER THAN',I8)
      STOP 'ERROR ON GMEE'

```

```

C
18 DO 55 KM=1,NMESH
      PD=AEN(KM,1)
      FJ=AEN(KM,2)
      ALF=CONVXY(KM,1)
      X0=CONVXY(KM,2)
      Y0=CONVXY(KM,3)
      IF(X0.NE.0.0) GOTO 20
      IF(Y0.NE.0.0) GOTO 20
      IF(ALF.NE.0.0) GOTO 20
      GOTO 45
20 DO 30 I=1,4
      A1=XYN(KM,I+1)
      A2=XYN(KM,I+4)
      A3=COS(ALF)
      A4=SIN(ALF)
      XYN(KM,I)=A1*A3+A2*A4+X0
30 XYN(KM,I+4)=-A1*A4+A2*A3+Y0
45 K0=INFNOD(KM,1)
      K1=INFNOD(KM,2)-K0
      K3=INFNOD(KM,3)-K0
      K2=(INFNOD(KM,4)-K0)/K3
      CALL GXYC(ALF,NAA,X,Y,INFNOD,XYN,K1,K2,K3,FJ,KM,FD,NNODE,LNN1,
+ LNK2,LX2)
55 CONTINUE
      RETURN
      END

```

```

C
C   GETTING THE X-Y COORDINATION OF JOINTS AND INFORMATION OF ELEMENTS.
C
  SUBROUTINE GXYC(ALF,NAA,X,Y,INFNOD,XYN,K1,K2,K3,FJ,KM,FD,NNODE,
+ MMN,LNK2,LX2)
  PARAMETER (LLO=100,LLP=100,LLQ=60,LLR=60)
C
  DIMENSION NAA(NNODE,4),X(NNODE),Y(NNODE),INFNOD(MMN,LNK2),
+ XYN(MMN,LX2)
C
  DIMENSION IAELEM(LLO,5),IANODE(LLP,3),CTRLX(LLQ),CTRLY(LLR)
C
  INTEGER FD,FJ,P1,P2,P3,IAELEM
  INTEGER*2 NAA,NTYPE
  COMMON JUDG01,NELEM,NODE,NROCK,NLOAD,NMESH,NITEM,NJOINT,JUDG02,
+ NRR,DEVIA
  COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNITL,LUNITK
C
C   TEST THE DIMENSION.
C
  IF(LLO.LT.FD) GOTO 200
  IF(LLP.LT.FJ) GOTO 210
  IF(LLQ.LT.K1) GOTO 220
  IF(LLR.LT.K2) GOTO 230
  GOTO 250
200  WRITE(LUNITL,205) FD
205  FORMAT(1X,'LLO MUST BE GREATER THAN ',I8)
  GOTO 240
210  WRITE(LUNITL,215) FJ
215  FORMAT(1X,'LLP MUST BE GREATER THAN ',I8)
  GOTO 240
220  WRITE(LUNITL,225) K1
225  FORMAT(1X,'LLQ MUST BE GREATER THAN ',I8)
  GOTO 240
230  WRITE(LUNITL,235) K2
235  FORMAT(1X,'LLR MUST BE GREATER THAN ',I8)
240  STOP 'ERROR ON GXYC'
C
250  READ(LUNITI,*) ND1,ND2,ANGMES,(CTRLX(I),I=1,K1),
+      (CTRLX(I),I=1,K2)
  A1=0.0
  A2=0.0
  B1=0.0
  DO 70 I=1,K1
70  A1=A1+CTRLX(I)
  DO 80 I=1,K2
80  B1=B1+CTRLX(I)
  IF(ANGMES.EQ.0.0) GOTO 90
  R1=SQRT(XYN(KM,1)**2+XYN(KM,5)**2)
  R2=SQRT(XYN(KM,2)**2+XYN(KM,6)**2)
  R3=SQRT(XYN(KM,3)**2+XYN(KM,7)**2)
  R4=SQRT(XYN(KM,4)**2+XYN(KM,8)**2)
90  KK1=K1+1
  DO 150 I=1,KK1
  P1=INFNOD(KM,I)+I-1
  P2=INFNOD(KM,4)+I-1
  IF(I-1) 91,91,92
92  A2=A2+CTRLX(I-1)
  GOTO 93
91  A2=0
93  AI=A2/A1
  X(P1)=(1.0-AI)*XYN(KM,1)+AI*XYN(KM,2)
  X(P2)=(1.0-AI)*XYN(KM,3)+AI*XYN(KM,4)
  Y(P1)=(1.0-AI)*XYN(KM,5)+AI*XYN(KM,6)

```

```

Y(P2)=(1.0-AI)*XYN(KM,7)+AI*XYN(KM,8)
B2=0
DO 150 J=1,K2
B2=B2+CTRLY(K)
BI=B2/BI
P3=(P2-P1)*J/K2+P1
IF(ANGMES.EQ.0.0) GOTO 100
R01=R1+(R3-R1)*BI
R02=R2+(R4-R2)*BI
R03=R01+(R02-R01)*J
BET=ANGMES*BI-ALF
X(P2)=R03*COS(BET)
Y(P3)=R03*SIN(BET)
GOTO 110
100 X(P3)=(1.-BI)*X(P1)+BI*X(P2)
Y(P3)=(1.-BI)*Y(P1)+BI*Y(P2)
110 IF(I.GT.K1) GOTO 150
NBI=ND1+(I-1)+(ND2-ND1)*(J-1)/(K2-1)
NAA(NBI,1)=P3-K3
NAA(NBI,4)=P3
NAA(NBI,3)=P3+1
NAA(NBI,2)=P3+1-K3
150 CONTINUE
IF(FD.GT.1) GOTO 900
IF(FJ.GT.1) GOTO 900
GOTO 1200
900 READ(LUNITI,*) ((IAELEM(I,J),J=1,5),I=1,FD),
+ ((IANODE(I,J),J=1,3),I=1,FJ)
DO 1000 I=1,FD
NBI=IAELEM(I,1)
DO 1000 J=1,4
NAA(NBI,J)=IAELEM(I,J+1)
1000 CONTINUE
IF(FJ.LE.1) GOTO 1200
DO 1100 I=1,FJ
NP=IANODE(I,1)
X(NP)=IANODE(I,2)
Y(NP)=IANODE(I,3)
1100 CONTINUE
1200 RETURN
END
C
C THIS IS A SUBROUTINE FOR CALCULATION OF THE INVERSE MATRIX.
C
SUBROUTINE INVMA(A,B,C,N,DE)
DIMENSION A(N,N),B(N),C(N)
COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNIT5,LUNITK
EP=0.1E-20
DO 11 I=1,N
C(I)=0.
DO 12 J=1,N
C(I)=C(I)+A(I,J)
12 A(I,I)=A(I,I)-1.
DO 13 K=1,N
DO 14 J=1,N
B(J)=A(K,J)
14 A(K,J)=0.
A(K,K)=1.
W=B(K)+1.
IF (ABS(W).LT.EP) GOTO 17
C IF(ABS(W).LT.EP) W=SIGN(EP,W)
DO 13 I=1,N
Y=A(I,K)/W
DO 13 J=1,N

```

```

13  A(I,J)=A(I,J)-B(J)*Y
    DE=0.
    DO 15 J=1,N
    B(J)=0.
    DO 16 I=1,N
16  B(J)=B(J)+A(I,J)
15  DE=DE+C(J)*B(J)
    RETURN
17  DE=-1.
    RETURN
    END

C
C  CALCULATE THE MATRIX OF GEOMETRY B.
C
SUBROUTINE MAGE(II,JJ,X,Y,NI,B,NNODE)
DIMENSION X(NNODE),Y(NNODE),NI(4),B(3,8)
DIMENSION NKS(4),NET(4),KSI(4),ETA(4),JCB(2,2)

C
INTEGER ETA,P,PE
REAL NI,NKS,NET,JCB

C
COMMON /KB/C14(14),DETJ
COMMON /KC/GSA(3),GSH(3),PE(4),AAAA(16)
COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNITL,LUNITR

C
DATA KSI(1),KSI(2),KSI(3),KSI(4)/-1,1,1,-1/,ETA(1),ETA(2),ETA(3),
1  ETA(4)/-1,-1,1,1/

C
DO 10 I=1,4
B1=KSI(I)*GSA(I)
B2=ETA(I)*GSA(J)
NI(I)=0.25*(1.0+B1)*(1.0+B2)
NKS(I)=0.25*KSI(I)*(1.0+B2)
10 NET(I)=0.25*ETA(I)*(1.0+B1)
DO 13 I=1,2
DO 13 J=1,2
13 JCB(J,J)=0
DO 19 I=1,4
P=PE(I)
JCB(1,1)=JCB(1,1)+NKS(I)*X(P)
JCB(1,2)=JCB(1,2)+NKS(I)*Y(P)
JCB(2,1)=JCB(2,1)+NET(I)*X(P)
19 JCB(2,2)=JCB(2,2)+NET(I)*Y(P)
DETJ=JCB(1,1)*JCB(2,2)-JCB(1,2)*JCB(2,1)
B1=JCB(1,1)/DETJ
JCB(1,1)=JCB(2,2)/DETJ
JCB(1,2)=-JCB(1,2)/DETJ
JCB(2,1)=-JCB(2,1)/DETJ
JCB(2,2)=B1
DO 34 I=1,4
L=2*I
M=L-1
B(1,M)=JCB(1,1)*NKS(I)+JCB(1,2)*NET(I)
B(2,L)=JCB(2,1)*NKS(I)+JCB(2,2)*NET(I)
B(1,L)=0
B(2,M)=0
B(3,M)=B(2,L)
34 B(3,L)=B(1,M)
    RETURN
    END

C
C  PROCESSING THE INFORMATION OF THE ELEMENT
C

```

```

SUBROUTINE PINEL(NE,NAA,RR,NNODE)
DIMENSION NAA(NNODE,4),RR(NNODE,2),PE(4),CN(8)
INTEGER RR,PE,CN,B1
INTEGER*2 NAA,NTYPE
COMMON JUDG01,NELEM,NODE
COMMON /KC/AC(6),PE,CN,AAAA(18)
COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNIT5,LUNITK
DO 2 I=1,4
PE(I)=NAA(NE,I)
B1=PE(I)
CN(2*I-1)=RR(B1,1)
CN(2*I)=RR(B1,2)
2 CONTINUE
RETURN
END

```

C CALCULATION OF ELASTIC MATRIX OF PLAN-STRAIN

```

SUBROUTINE CELMA(ET,AMT,D,MANU)
DIMENSION D(3,3),AMT(MANU,7)
INTEGER ET
REAL MU
COMMON JUDG01,NELEM,NODE,NROCK
COMMON /KB/B8(8),EI,MU,AAAA(5)
COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNIT5,LUNITK
EI=AMT(ET,1)
MU=AMT(ET,2)
DO 7 I=1,3
DO 7 J=1,3
D(I,J)=0
S=EI*(1.0-MU)
C=(1.0+MU)*(1.0-2.0*MU)
D(1,1)=S/C
D(1,2)=(S*MU)/(C*(1.0-MU))
D(2,1)=D(1,2)
D(2,2)=S/C
D(3,3)=EI/(2.0*(1.0+MU))

```

```

RETURN
END

```

C CALCULATE THE ELASTIC OF STIFFNESS MATRIX AND PLASTIC MATRIX OF STRAIN PROBLEM OF PLAN.

```

SUBROUTINE CELPLM(NE,STRESS,D,NNODE)
DIMENSION D(3,3),STRESS(NNODE,3)
REAL L,KO,KI,J1,J2,MU
COMMON /KB/B8(8),EI,MU,KI,J1,J2,ALF,PZ1
COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNIT5,LUNITK
G=0.5*EI/(1+MU)
KO=EI/(3*(1-2*MU))
L=3*KO*ALF/G
C=SQRT(J2)
S1=J1/(6*C)
B1=1+9*ALF**2*KO/G
BT=(ALF-S1)*(L-2*S1)/B1
DT=3*MU*KO*KI/(EI*C*B1)
H1=(0.5*L-S1)/(C*B1)
H2=BT-DT
H3=1/(2*J2*B1)
Y1=STRESS(NN,1)
Y2=STRESS(NN,2)
Y3=STRESS(NN,3)
D(1,1)=2*G*(1-H2-2*H1*Y1-H3*Y1**2)

```

```

D(2,2)=2*G*(1-H2-2*H1*Y2-H3*Y2**2)
D(3,3)=2*G*(0.5-H3*Y3**2)
D(1,2)=-2*G*(H2+H1*(Y1+Y2)+H3*Y1*Y2)
D(2,1)=D(1,2)
D(1,3)=-2*G*(H1*Y3+H3*Y1*Y3)
D(3,1)=D(1,3)
D(3,2)=-2*G*(H1*Y3+H3*Y2*Y3)
D(2,3)=D(3,2)
RETURN
END

```

```

C
C  CALCULATION OF THE ELEMENT STIFFNESS MATRIX IN GAUSS INTEGRAL
C
C  SUBROUTINE CESM(X,Y,AMT,DISPLA,B,D,KE,ET,NNODE,MANU,NNODE2)

```

```

C
C  DIMENSION X(NNODE),Y(NNODE),AMT(MANU,7),DISPLA(NNODE2),B(3,8),
+D(3,3),KE(8,8)
C  DIMENSION BB(3,8),NI(4)

```

```

C
C  INTEGER ET,A0,B0,CN,PE
C  REAL KE,NI

```

```

C
C  COMMON JUDG01,NELEM,NODE,NROCK
C  COMMON /KB/X14(14),DETJ
C  COMMON /KC/GSA(3),GSH(3),PE(4),CN(8),AAAA(18)
C  COMMON /INOURC/LUNITI,LUNITO,LUNITK,LUNITK

```

```

C
C  GM1=AMT(ET,5)
C  GM2=AMT(ET,6)
C  DO 9 I=1,8
C  DO 9 J=1,8
9  KE(I,J)=0
C  DO 30 II=1,3
C  DO 30 JJ=1,3
C  CALL MAGE(II,JJ,X,Y,NI,B,NNODE)
C  DO 17 K=1,3
C  DO 17 L=1,8
C  BB(K,L)=0
C  DO 17 M=1,3
17  BB(K,L)=BB(K,M)+D(K,M)*B(M,M)
C  B1=GSH(II)*GSH(JJ)*DETJ
C  DO 25 I=1,4
C  A0=CN(2*I-2)
C  B0=CN(2*I-1)
C  IF(A0.GT.0.AND.GM1.NE.0.0) DISPLA(A0)=DISPLA(A0)+NI(I)*B1*GM1
C  IF(B0.GT.0.AND.GM2.NE.0.0) DISPLA(B0)=DISPLA(B0)+NI(I)*B1*GM2
25  CONTINUE
C  DO 30 K=1,8
C  DO 30 L=1,8
C  B2=0
C  DO 29 M=1,3
29  B2=B2+B(M,K)*BB(M,L)
30  KE(K,L)=KE(K,L)+B1*B2
C  DO 33 K=2,8
C  DO 33 L=1,K
33  KE(K,L)=KE(L,L)
C  RETURN
C  END

```

```

C
C  CALCULATE THE HALF BAND WIDTH.

```

```

C
C  SUBROUTINE CHBAN(AMT,NAA,RR,A,NNODE,NNODE2,MANU)
C  INTEGER B,B0,CN,A,H,RR
C  INTEGER*2 NAA,NTYPE

```

```

    DIMENSION AMT(MANU,7),NAA(NNODE,4),RR(NNODE,2),A(NNODE2)
    COMMON JUDG01,NELEM,NODE,NROCK
    COMMON /KA/I6(12),N,MX,H
    COMMON /KC/C10(10),CN(8),AAAA(18)
    COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNIT5,LUNITK
    WRITE(LUNIT5,2001)
2001 FORMAT(1X,'CALCULATING THE HALF BAND WIDTH')
    DO 5 I=1,N
      5 A(I)=0
      DO 15 NE=1,NELEM
        B=N
        CALL PINEL(NE,NAA,RR,NNODE)
        DO 10 I=1,8
          IF(CN(I).GT.0.AND.CN(I).LT.B) B=CN(I)
10      CONTINUE
        DO 15 J=1,8
          IF(CN(J).LE.0) GOTO 15
          B0=CN(J)
          IF((B0-B).GE.A(B0)) A(B0)=B0-B
15      CONTINUE
        MX=0
        A(1)=1
        DO 20 I=2,N
          IF(A(I).GT.MX) MX=A(I)
20      A(I)=A(I-1)+A(I-1)+1
        MX=MX+1
        H=A(N)
        RETURN
      END

```

C
C
C

CALCULATE JOINT'S ELEMENT STIFFNESS MATRIX.

```

SUBROUTINE CJSM(X,Y,KE,TZ,NNODE)
DIMENSION X(NNODE),Y(NNODE),KE(8,8),TZ(8,8),KT(8,8)
REAL L1,L2,L,KE,KN,KS,KT
INTEGER PE,P,Q,A1,A2
COMMON /KB/X5(5),FI,S,C,KS,KN,F0,C0,TL,AY(2)
COMMON /KC/C6(6),PE(4),AAAA(26)
COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNIT5,LUNITK
P=PE(1)
Q=PE(2)
L1=X(Q)-X(P)
L2=Y(Q)-Y(P)
L=SQRT(L1**2+L2**2)
DO 13 I=1,8
DO 13 J=1,8
13 KE(I,J)=0
DO 17 I=1,4
A1=2*I-1
A2=2*I
KE(A1,A1)=2*KS
17 KE(A2,A2)=2*KN
KE(1,3)=KS
KE(1,5)=-KS
KE(1,7)=-2*KS
KE(2,4)=KN
KE(2,6)=-KN
KE(2,8)=-2*KN
KE(3,5)=-2*KS
KE(3,7)=-KS
KE(4,6)=-2*KN
KE(4,8)=-KN
KE(5,7)=KS
KE(6,8)=KN

```



```

      DO 33 I=1,8
      DO 33 J=1,8
33  KE(J,I)=KE(I,J)
      DO 39 I=1,8
      DO 39 J=1,8
      B1=0.0
      DO 38 K=1,8
38  B1=B1+KE(I,K)*TZ(K,J)
39  KT(I,J)=B1
      DO 45 I=1,8
      DO 45 J=1,8
      B1=0
      DO 44 K=1,8
44  B1=B1+TZ(K,K)*KT(K,J)
45  KE(I,J)=B1*L/(6*TL)
      RETURN
      END

C
C      CONVERSION OF THE MATRIX OF JOINT ELEMENTS.
C
      SUBROUTINE CMJE(ET,AMT,TZ,MANU)
      DIMENSION AMT(MANU,7),TZ(8,8)
      REAL KS,KN,LT
      INTEGER ET
      COMMON /KE/X5(5),FI,S,C,KS,KN,FO,CO,LT,SIGC,DLTO/KC/A6(26),
+  ANGJ(10)
      COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNIT5,LUNITK
      FI=ANGJ(ET)
      S=SIN(FI)
      C=COS(FI)
      DO 9 I=1,8
      DO 9 J=1,8
9  TZ(I,J)=0
      DO 14 I=1,4
      TZ(I,I)=C
      TZ(I+4,I+4)=C
      TZ(2*I-1,2*I)=S
14  TZ(2*I,2*I-1)=-S
      KS=AMT(ET,1)
      KN=AMT(ET,2)
      FO=AMT(ET,3)
      CO=AMT(ET,4)
      LT=AMT(ET,5)
      SIGC=AMT(ET,6)
      DLTO=AMT(ET,7)
      RETURN
      END

C
C      THE STRESSES AND STRAINS RESULTS FROM THIS ROUTINE
C
      SUBROUTINE CSTREA(NAA,X,Y,RR,DISPLA,DU,AMT,STRESS,TZ,NTYPE,FCPLA,
+  NNODE,NNODE2,MANU)
C
      PARAMETER (LLL=2000)
      DIMENSION NAA(NNODE,4),X(NNODE),Y(NNODE),RR(NNODE,2),
+  DISPLA(NNODE,2),DU(NNODE2),AMT(MANU,7),STRESS(NNODE,3),TZ(8,8)
+  ,NTYPE(NNODE),FCPLA(NNODE)
C
      DIMENSION D(3,3),YL(3),BU(3),DJU(8),XHZ(8),NI(4),DH(LLL),
+  3YLT(3),YLS(3),B(3,8)
C
      REAL NI,MU,KI,J1,J2,KLC,KO
      INTEGER ZLS,RR,CN,PE,ET
      INTEGER*2 NAA,NTYPE

```

```

COMMON JUDG01, NELEM, NODE, NROCK, NLOAD, NMESH, NITEM, NJOINT, JUDG02,
+NRR, DEVIA
COMMON/KA/NBEL, K5(11), N, K2(2)
COMMON/KB/DDE, AI, ZLS, DD(5), EI, MU, KI, J1, J2, ALF, DETJ
COMMON/KC/GSA(3), GSH(3), PE(4), CN(8), D8(8), ANGJ(10)
COMMON /INOUPC/LUNITI, LUNITO, LUNITS, LUNITK
WRITE(LUNITS, 2001)
2001 FORMAT(1X, 'CALCULATING THE STRESSES OF THE EACH ELEMENT')
C
C TEST THE DIMENSION.
C
IF(LLL.LT.NNODE2) GOTO 300
GOTO 320
300 WRITE(LUNITS, 310)NNODE2
310 FORMAT(1X, 'LLL MUST BE GREATER THAN', I8)
STOP 'ERROR ON CSTREA'
C
320 IF(AI.EQ.0.0) GOTO 3
DO 4 I=1, N
4 DH(I)=0
DLT=0
LYD=0
DO 13 NE=1, NELEM
ET=NTYPE(NE)
IF(ET) 10, 10, 1
FCPLAD=FCPLA(NE)
EPS=0
DO 100 I=1, 3
YLS(I)=0
YL(I)=0
100 BU(I)=0
IF(FCPLAD-1) 5, 5, 6
5 IF(FCPLAD-1) 7, 8, 8
7 IF(FCPLAD) 8, 8, 6
6 KLC=0.01
GOTO 9
8 KLC=AMT(ET, 7)
9 IF(ET) 11, 10, 11
10 DO 12 I=1, 3
12 STRESS(I, I)=0
GOTO 13
11 CALL PINEL(NE, NAA, RR, NNODE)
IF(ET.LE.NJOINT) GOTO 16
IO=2
JO=2
CALL MAGE(IO, JO, X, Y, NI, B, NNODE)
CALL CELMA(ET, AMT, D, MANU)
DO 19 I=1, 8
I1=CN(I)
IF(I1) 17, 17, 18
17 DJU(I)=0
GOTO 19
18 DJU(I)=DU(I1)
19 CONTINUE
DO 20 I=1, 3
DO 20 J=1, 8
20 BU(I)=BU(I)+B(I, I)*DJU(J)
DO 22 I=1, 3
DO 21 J=1, 3
21 YL(I)=YL(I)+D(I, J)*BU(J)
STRESS(NE, I)=STRESS(NE, I)+YL(I)
22 YLT(I)=YL(I)
B1=STRESS(NE, 1)
B2=STRESS(NE, 2)

```

```

      B3=STRESS(NE,3)
      IF(B3) 24,23,24
23  BET=0
      GOTO 25
24  IF(B1-B2) 27,26,27
26  BET=0.7853982
      GOTO 25
27  BET=0.5*ATAN(2*B3/(B1-B2))
25  IF(EI.LE.0.001) GOTO 13
      C=COS(BET)**2
      S=SIN(BET)**2
      SC=SIN(BET)*COS(BET)
      SM1=B1*C+B2*S+B3*2*SC
      SM2=B1*S+B2*C-B3*2*SC
      IF(NITEM.EQ.1) GOTO 34
      IF(SM1.LE.KLC.AND.SM2.LE.KLC) GOTO 34
      IF(SM1-KLC) 35,35,36
36  IF(SM2-KLC) 35,35,37
37  DO 38 I=1,3
      YLS(I)=STRESS(NE,I)
38  STRESS(NE,I)=0
      LYD=LYD+1
      FCPLA(NE)=0.2
      GOTO 39
35  DS1=C*YL(1)+S*YL(2)+2*SC*YL(3)
      DS2=S*YL(1)+C*YL(2)-2*SC*YL(3)
      ES1=BU(1)*C+BU(2)*S+BU(3)*SC
      ES2=BU(1)*S+BU(2)*C-BU(3)*SC
      IF(SM1.GT.KLC.AND.SM2.LE.KLC) GOTO 41
      SM2=0
      SM1=SM1-DS1+EI*ES1/(1-MU*MU)
      GOTO 42
41  SM1=0
      SM2=SM2-DS2+EI*ES2/(1-MU*MU)
42  STRESS(NE,1)=C*SM1+SM2*S
      STRESS(NE,2)=S*SM1+C*SM2
      STRESS(NE,3)=SC*SM1-SC*SM2
      YLS(1)=B1-STRESS(NN,1)
      YLS(2)=B2-STRESS(N,2)
      YLS(3)=B3-STRESS(NE,3)
      LYD=LYD+1
      FCPLA(NE)=0.1
      GOTO 39
34  CALL FCIJ(NE,ET,FCPLAD,SM1,SM2,AMT,MANU)
      KO=1.0
      A2=ALF*J1+SQRT(J2)-KI
      A3=A2/(KI-ALF*J1)
      IF(FCPLAD.LT.1.AND.A2.GE.0) FCPLA(NE)=1+FCPLAD
      IF(NITEM.LE.1.OR.A2.LT.0) GOTO 13
      IF(A3.GT.0.2) KO=1.45
      IF(A3.LE.0.2.AND.*3.GT.0.15) KO=1.35
      IF(A3.LE.0.15.AND.A3.GE.0) KO=1.25
      CALL CELPLM(NE,STRESS,D,NODE)
      DO 63 I=1,3
      YL(I)=0
      DO 60 J=1,3
60  YL(I)=YL(I)+D(I,J)*BU(J)
      B1=KO*(YLT(I)-YL(I))
      B2=STRESS(NE,I)-YLT(I)
      STRESS(NE,I)=STRESS(NE,I)-B1
      B0=ABS(B2-STRESS(NE,I))
      IF(B0.GT.ABS(DEVIA*B2)) EPS=1
63  YLS(I)=B1
      IF(EPS.EQ.0) GOTO 13

```

```

      DLT=DLT+1
39 DO 66 I=1,8
66 XHZ(I)=0
      DO 68 II=1,3
      DO 68 JJ=1,3
      CALL MAGE(II,JJ,X,Y,NI,B,NNODE)
      B1=GSH(II)*GSH(JJ)*DETJ
      DO 68 K=1,8
      B2=0
      DO 67 M=1,3
67 B2=B2+B(M,K)*YLS(M)
68 XHZ(K)=XHZ(K)+B1*B2
      DO 69 I=1,8
      IF(CN(I)) 69,69,70
70 IO=CN(I)
      DH(IO)=DH(IO)+XHZ(I)
69 CONTINUE
16 IF(ET-NJOINT) 71,71,13
71 CALL CMJE(ET,AMT,TZ,MANU)
      CALL CSTRJ(NE,LYD,X,DU,DH,Y,NAA,STRESS,YLS,TZ,B,DJU,XHZ,FCPLAD,
+NNODE,NNODE2)
      FCPLA(NE)=FCPLAD
13 CONTINUE
      DO 74 I=1,NODE
      DO 74 J=1,2
      IF(RR(I,J)) 72,73,72
73 DISPLA(I,J)=0
      GOTO 74
72 I1=RR(I,J)
      DISPLA(I,J)=DISPLA(I,J)+DU(I1)
74 CONTINUE
      DDE=DDE+1
      IF(NITEM.LE.1) GOTO 3
      IF(DLT) 77,77,78
77 IF(LYD) 3,3,78
78 DO 80 I=1,N
80 DU(I)=DH(I)
      RETURN
3 WRITE(LUNITO,305)ZLS,DDE
305 FORMAT(1X,'ITERATION NO.=',I3,10X,'ITERATION TIME=',F7.1/)
      ZLS=ZLS+1.0
      DDE=0
      IF(ZLS.LE.NLOAD) RETURN
      WRITE(LUNITO,221)
221 FORMAT(4(1X,4HNO**,6X,5HUX***,6X,5HUY***,6X)/)
      WRITE(LUNITO,223) (I,(DISPLA(I,J),J=1,2),I=1,NODE)
223 FORMAT(4(1X,I4,2X,F10.5,1X,F10.5,5X))
      WRITE(LUNITO,225)
C 225 FORMAT(2(1X,4HYL**,5X,4HX***,15X,5H**Y**,15X,5HTXY**,9X)/)
C WRITE(LUNITO,227) (I,(STRESS(I,J),J=1,3),I=1,NELEM)
C 227 FORMAT(2(1X,I4,5X,F10.3,8X,F10.3,8X,F10.3))
      RETURN
      END
C
C CALCULATE THE STRESSES OF JOINT ELEMENT AND NONLINEAR TRANSFORM ET
C
      SUBROUTINE CSTRJ(NE,LYD,X,DU,JF,Y,NAA,STRESS,FYL,TZ,B,DJU,CJU,
+FCPLAD,NNODE,NNODE2)
      DIMENSION X(NNODE),DU(NNODE2),JF(NNODE2),Y(NNODE),NAA(NNODE,4),
+ STRESS(NNODE,3),FYL(3),TZ(8,8),B(3,8),DJU(8),CJU(8)
C
      INTEGER PE,CN,B1,B2,P1,P2
      INTEGER*2 NAA,NTYPE
      REAL JF,KS,KN,LT,L

```

```

C      COMMON JUDG01,NELEM,NODE,NROCK,NLOAD,NMESH,NITEM,NJOINT,JUDG02,
+NRK,DEVIA
COMMON/KC/D(6),S,C,KS,KN,FO,CO,LT,SIGC,DLTO
COMMON/KC/AX(6),PE(4),CN(8),C18(18)
COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNITL,LUNITK

C      DO 3 I=1,8
      CJU(I)=0
      IF(CN(I)) 1,1,2
2     B1=CN(I)
      DJU(I)=DU(B1)
      GOTO 3
1     DJU(I)=0
3     CONTINUE
      DO 8 I=1,4
      B1=2*I-1
      B2=2*I
      B(1,B2)=0
      B(2,B1)=0
      IF(I-2) 6,6,7
6     B(1,B1)=-0.5
      B(2,B2)=-0.5
      GOTO 8
7     B(1,B1)=0.5
      B(2,B2)=0.5
8     CONTINUE
      DO 9 I=1,8
      DO 9 J=1,8
      CJU(I)=CJU(I)+TZ(I,J)*DJU(J)
9     CONTINUE
      US=0
      UN=0
      DO 10 I=1,8
      US=US+B(1,I)*CJU(I)/LT
      UN=UN+B(2,I)*CJU(I)/LT
10    CONTINUE
      STRESS(NE,1)=STRESS(NE,1)+KS*US
      STRESS(NE,2)=STRESS(NE,2)+KN*UN
      IF(NITEM-1) 14,11,12
11    RETURN
12    B10=STRESS(N,1)
      B20=STRESS(N,2)
      IF(B2-0.01) 19,19,14
14    FYL(1)=B10
      FYL(2)=B20
      STRESS(NE,1)=0
      STRESS(NE,2)=0
      FCPLAD=2
      LYD=LYD+1
      GOTO 15
19    P10=STRESS(N,2)*TAN(FO)
      TMX=CO+ABS(P10)
      IF(ABS(B10).LE.TMX) GOTO 32
      IF(B10) 23,23,24
23    FYL(1)=B10+TMX
      GOTO 25
24    FYL(1)=B10-TMX
25    STRESS(NE,1)=B10-FYL(1)
      FCPLAD=1
      LYD=LYD+1
15    P1=PE(1)
      P2=PE(2)
      L=SQRT((X(P2)-X(P1))**2+(Y(P2)-Y(P1))**2)

```

```

DO 28 I=1,8
DJU(I)=0
CJU(I)=0
DO 28 J=1,2
CJU(I)=CJU(I)+B(J,J)*FYL(I)*L
28 CONTINUE
DO 30 I=1,8
DO 29 J=1,8
DJU(I)=DJU(I)+TZ(J,I)*CJU(J)
29 CONTINUE
IF(CN(I)) 30,30,31
31 B1=CN(I)
JF(B1)=JF(B1)+DJU(I)
30 CONTINUE
32 RETURN
END

C
C   CALCULATE THE STRESS OF ELEMENT OF ANCHOR BOLT
C
SUBROUTINE CTRBT(IBELE,ANGB,RR,X,Y,JWY,NNODE,LME2,LGT)
PARAMETER (LLS=200)
DIMENSION X(NNODE),Y(NNODE),RR(NNODE,2),IBELE(LME2,3),ANGB(LGT)
DIMENSION JWY(NNODE,2),GYE(LLS)

C
INTEGER NBEL,P,Q,T,RR
REAL LG,JWY

C
COMMON JUDG01,NELEM,NODE
COMMON /KA/NBEL,M8(14)
COMMON /KB/F3(3),EB,SBOLT,AAAA(10)
COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNITS,LUNITK
WRITE(LUNITS,2001)
2001 FORMAT(1X,'CALCULATING THE STRESS OF ELEMENT OF ANCHOR BOLT')
C
C   TEST THE DIMENSION.
C
IF(LLS.LT.NBEL) GOTO 30
GOTO 20
30 WRITE(LUNITS,35)NBEL
35 FORMAT(1X,'LLS MUST BE GREATER THAN',I8)
STOP 'ERROR ON CTRBT'
20 DO 12 I=1,NBEL
P=IBELE(I,1)
Q=IBELE(I,2)
T=IBELE(I,3)
BET=ANGB(T)
C=COS(BET)
S=SIN(BET)
LG=SQRT((X(Q)-X(P))**2+(Y(Q)-Y(P))**2)
12 GYE(I)=EB*((JWY(Q,1)-JWY(P,1))*C+(JWY(Q,2)-JWY(P,2))*S)/LG
RETURN
END

C
C   GENERATE THE INFORMATION OF THE ELEMENT MESH.
C
SUBROUTINE FIMESH(NAA,X,Y,NNODE)

C
INTEGER*2 NAA,NTYPE
DIMENSION NAA(NNODE,4),X(NNODE),Y(NNODE)
COMMON JUDG01,NELEM,NODE,NROCK,NLOAD,NMESH,NITEM,NJOINT,JUDG02,
+ NRR,DEVIA
COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNITS,LUNITK
WRITE(LUNITS,2001)
2001 FORMAT(1X,'GENERATING THE INFORMATION OF THE ELEMENTS MESH')

```

```

C      IF(JUDG01) 30,30,20
20      CALL GMEE(NAA,X,Y,NNODE)
      GOTO 40
30      READ(LUNITI,*) ((NAA(I,J),J=1,4),I=1,NELEM),
+      (X(I),Y(I),I=1,NODE)
C
C      OUTPUT THE INFORMATION OF ELEMENT.
C
40      WRITE(LUNITO,50)
50      FORMAT(10X,'THE FOLLOWING IS THE INFORMATION ABOUT ELEMENTS: '/')
      WRITE(LUNITO,55)
55      FORMAT(4(1X,5HNELEM,20H *** NODE NO. *** )/)
      WRITE(LUNITO,60) (I,(NAA(I,J),J=1,4),I=1,NELEM)
60      FORMAT(4(1X,I4,1H),4I5))
C
      WRITE(LUNITO,70)
70      FORMAT(10X,'THE FOLLOWING IS THE INFORMATION OF X-Y COORDINATION
+FOR NODES: '/')
      WRITE(LUNITO,75)
75      FORMAT(4(2X,4H NO.,2X,10H **X** ,2X,10H **Y** ))
      WRITE(LUNITO,80) (I,X(I),Y(I),I=1,NODE)
80      FORMAT(4(2X,I4,2X,F10.3,2X,F10.3))
      RETURN
      END
C
C      GETTING THE EQUAL LOAD OF POINT AND CONTROL SIMULATION MINING
C
C      SUBROUTINE GLONO(NAA,X,Y,RR,STRESS,HZ,MHZ,ANGB,BJD,NNODLD,NNBLT,
+      NNODE,LNL,LMHZ,MUGT)
C
      DIMENSION NAA(NNODE,4),X(NNODE),Y(NNODE),RR(NNODE,2),
+STRESS(NNODE,3), HZ(LNL,3),MHZ(LMHZ,3),ANGB(MUGT),BJD(LNL,4)
+ ,NNODLD(LNL),NNBLT(LMHZ)
C
      DIMENSION JYL(3),MC(4,4),B(4),C(4)
C
      COMMON JUDG01,NELEM,NODE,NROCK,NLOAD,NMESH,NITEM,NJOINT,JUDG02,
+NR,DEVIA
      COMMON /KA/K1,NNLOAD,NBSORT,Y1,CX1,CY1,TTY1,Y2,CX2,CY2,TTY2,
+BOLOAD,K3(3)
      COMMON /KC/DD(6),PE(4),XK(4),YK(4),NJ(4),NM(4),AAAA(10)
C
      REAL MHZ,NJ,JYL,MC,NM
      INTEGER BOLOAD,H,RR,PE,NNODLD,A0,B0,C0,BJD,P,Q
      INTEGER*2 NAA,NTYPE
      COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNITS,LUNITK
C
      WRITE(LUNITS,2001)
2001      FORMAT(1X,'GETTING THE EQUAL LOAD OF POINT')
      LND=2*NBSORT
      READ(LUNITI,*) (NNODLD(I),I=1,NNLOAD),(NNBLT(I),I=1,LND)
C
C      CHECKING THE LOAD POINTS
C
C      WRITE(LUNITS,*) 'CHECKINT THE LOAD POINTS INFORMATION'
C
      CALL CHECK4(NAA,NNODE,NODE,NELEM,NNODLD,NNLOAD)
C
      WRITE(LUNITO,1000) (NNODLD(I),I=1,NNLOAD)
C1000      FORMAT(1X,'NNODLD',20I5)
      IF(BOLOAD) 4,4,2
      DO 3 I=1,NBSORT
      ALF=ANGB(I)

```

```

L=I+NBSORT
I1=NNBLT(I)
I2=NNBLT(L)
MHZ(I,1)=I1
MHZ(I,2)=I2
MHZ(I,2)=BOLOAD*COS(ALF)
MHZ(I,3)=BOLOAD*SIN(ALF)
3 CONTINUE
4 IF(JUDG01) 5,11,5
5 DO 10 I=1,NNLOAD
  A0=NNODLD(I)
  DO 7 K=1,3
7  HZ(I,K)=0.0
  IF(A0.EQ.0) GOTO 10
  IF(I.GT.1) B0=NNODLD(I-1)
  IF(I.LT.NNLOAD) C0=NNODLD(I+1)
  IF(B0.EQ.0.OR.I.EQ.1) B0=A0
  IF(C0.EQ.0.OR.I.EQ.NNLOAD) C0=A0
  HZ(I,1)=A0
  YA=Y(A0)
  YB=Y(B0)
  YC=Y(C0)
  XA=X(A0)
  XB=X(B0)
  XC=X(C0)
  XL1=(CX1-CX2)/(Y1-Y2)
  CXA=CX1+XL1*(YA-Y1)
  CXB=CX1+XL1*(YB-Y1)
  CXC=CX1+XL1*(YC-Y1)
  XL2=(CY1-CY2)/(Y1-Y2)
  CYA=CY1+XL2*(YA-Y1)
  CYB=CY1+XL2*(YB-Y1)
  CYC=CY1+XL2*(YC-Y1)
  XL3=(TX1-TX2)/(Y1-Y2)
  A1=XB-XA
  A2=XB-XC
  B1=YA-YB
  B2=YC-YA
  HZ(I,2)=(2.0*(B1+B2)*CXA+CXC*B2+CXB*B1
1 +2.0*TXYA*(A1+A2)+TXYC*A2+TXYB*A1)/6.0
  HZ(I,3)=(2.0*CYA*(A1+A2)+CYC*A2+CYB*A1
2 +2.0*TXYA*(B1+B2)+TXYC*B2+TXYB*B1)/6.0
10 CONTINUE
  GOTO 45
11 CALL QBJD (BJD,NAA,X,Y,NNODLD,NNLOAD,NELEM,NNODE,LNL)
C WRITE(LUNITO,1001) (NNODLD(I),(BJD(I,J),J=1,4),I=1,NNLOAD)
C1001 FORMAT(1X,'NNODLD,BJD',5(I5,2X,4I8))
  DO 12 I=1,NNLOAD
  DO 12 J=1,3
12 HZ(I,J)=0
  DO 44 I=1,NNLOAD
  HZ(I,1)=NNODLD(I)
  B0=NNODLD(I)
  IF(B0.EQ.0)
1GOTO 44
  DO 15 J=1,4
  NE=BJD(I,J)
  XK(J)=0
  YK(J)=0
  DO 13 K=1,4
  P=NAA(NE,K)
  XK(J)=XK(J)+0.25*X(P)
13 YK(J)=YK(J)+0.25*Y(P)
  IF(J-3) 14,14,15

```



```

C
  NJ(1)=1
  NJ(2)=X(B0)
  NJ(3)=Y(B0)
  NJ(4)=X(B0)*Y(B0)
  DO 33 J=1,4
  NM(J)=0
  DO 33 K=1,4
33 NM(J)=NM(J)+NJ(K)*MC(K,J)
  DO 34 H=1,3
  DO 34 J=1,4
  NE=BJD(I,J)
34 JYL(H)=JYL(H)+NM(J)*STRESS(NE,H)
  C1=JYL(1)
  C2=JYL(2)
  C3=JYL(3)
  IF(I.GT.1) I1=NNODLD(I-1)
  IF(I.LT.NNLOAD) I2=NNODLD(I+1)
  IF(I.EQ.1.OR.I1.EQ.0) I1=B0
  IF(I.EQ.NNLOAD.OR.I2.EQ.0) I2=B0
  HZ(I,2)=HZ(I,2)+(C1*(Y(I2)-Y(I1))+C3*(X(I1)-X(I2)))/3
  HZ(I,3)=HZ(I,3)+(C2*(X(I1)-X(I2))+C3*(Y(I2)-Y(I1)))/3
  IF(I1.EQ.B0) GOTO 42
  HZ(I-1,2)=HZ(I-1,2)+(C1*(Y(B0)-Y(I1))+C3*(X(I1)-X(B0)))/6
  HZ(I-1,3)=HZ(I-1,3)+(C2*(X(I1)-X(B0))+C3*(Y(B0)-Y(I1)))/6
42 IF(I2.EQ.B0) GOTO 44
  HZ(I+1,3)=HZ(I+1,3)+(C1*(Y(I2)-Y(B0))+C3*(X(B0)-X(I2)))/6
  HZ(I+1,1)=HZ(I+1,1)+(C2*(X(B0)-X(I2))+C3*(Y(I2)-Y(B0)))/6
44 CONTINUE
45 RETURN
  END

C
C  CALCULATION OF THE ELEMENTS AROUND EXCAVATION NODES-BJD
  SUBROUTINE QBJD(BJD,NAA,X,Y,NNODLD,NNLOAD,NELEM,NNODE,LNL)
  PARAMETER (LLT=200)

C
  DIMENSION BJD(LNL,4),NAA(NNODE,4),X(NNODE),Y(NNODE),NNODLD(LNL)
  DIMENSION XC(4),YC(4),IBJD(4),IP(4),NUE(LLT)

C
  INTEGER NNODLD,BJD,POINT
  INTEGER*2 NAA,NTYPE
  COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNITS,LUNITK
  WRITE(LUNITS,2001)
2001 FORMAT(1X,'CALCULATION OF THE EXCAVATION NODES-BJD')
C
C  TEST THE DIMENSION.
C
  IF(LLT.LT.NNLOAD) GOTO 20
  GOTO 30
20 WRITE(LUNITS,25)NNLOAD
25 FORMAT(1X,'LLT MUST BE GREATER THAN ',I8)
  STOP 'ERROR ON QBJD'

C
C  FIND OUT THE BJD FOR EVERY POINTS.
C
30 DO 50 I=1,NNLOAD
  DO 50 J=1,4
  BJD(I,J)=0
50 CONTINUE
  DO 100 I=1,NNLOAD
  NUE(I)=0
  POINT=NNODLD(I)
  IF(POINT.EQ.0) GOTO 100
  DO 80 J=1,NELEM

```

```

DO 75 K=1,4
IA=NAA(J,K)
IF(POINT.EQ. IA) GOTO 76
75 CONTINUE
GOTO 80
76 NUE(I)=NUE(I)+1
BJD(I,NUE(I))=J
80 CONTINUE
100 CONTINUE
C
DO 200 I=1,NNLOAD
IF(NNODLD(I).EQ.0) GOTO 200
IF(NUE(I).EQ.4) GOTO 130
IF(I.EQ.NNLOAD.OR.NNODLD(I+1).EQ.0) GOTO 120
DO 118 J=1,4
118 BJD(I,J)=BJD(I+1,J)
GOTO 130
DO 122 J=1,4
122 BJD(I,J)=BJD(I-1,J)
130 IBJD(1)=BJD(I,1)
IBJD(2)=BJD(I,2)
IBJD(3)=BJD(I,3)
IBJD(4)=BJD(I,4)
DO 150 J=1,4
DO 140 K=1,4
IP(K)=NAA(IBJD(J),K)
140 CONTINUE
XC(J)=(X(IP(1))+X(IP(2))+X(IP(3))+X(IP(4)))/4.0
YC(J)=(Y(IP(1))+Y(IP(2))+Y(IP(3))+Y(IP(4)))/4.0
150 CONTINUE
A12=ATB(XC(1),YC(1),XC(2),YC(2))
A13=ATB(XC(1),YC(1),XC(3),YC(3))
A14=ATB(XC(1),YC(1),XC(4),YC(4))
ALF=AMIN1(A12,A13,A14)
IF(ALF.EQ.A12) GOTO 160
IF(ALF.EQ.A13) GOTO 165
IF(ALF.EQ.A14) GOTO 170
GOTO 160
165 BC=BJD(I,2)
BJD(I,2)=BJD(I,3)
BJD(I,3)=BC
XCC=XC(2)
YCC=YC(2)
XC(2)=XC(3)
YC(2)=YC(3)
XC(3)=XCC
YC(3)=YCC
GOTO 160
170 BC=BJD(I,2)
BJD(I,2)=BJD(I,4)
BJD(I,4)=BC
XCC=XC(2)
YCC=YC(2)
XC(2)=XC(4)
YC(2)=YC(4)
XC(4)=XCC
YC(4)=YCC
160 CONTINUE
A23=ATB(XC(2),YC(2),XC(3),YC(3))
A24=ATB(XC(2),YC(2),XC(4),YC(4))
IF(A23.LT.A24) GOTO 200
BC=BJD(I,3)
BJD(I,3)=BJD(I,4)
BJD(I,4)=BC

```

```

200  CONTINUE
      RETURN
      END
C
      FUNCTION ATB(X1,Y1,X2,Y2)
      A1=Y2-X1
      A2=X2-Y1
      ATB=ATAN2(A1,A2)
      IF(ATB.LT.0.) ATB=2*3.14159-ATB
      RETURN
      END
C
      SUBROUTINE CHECK1(IR,NRR,LLN)
C
C *****
C *
C *      THIS ROUTINE CHECK THE BOUNDARY CONSTRAIN
C *      INFORMATION.
C *
C *****
C
C      IR --- THE CONSTRAIN INFORMATION
C      NRR -- THE ELEMENTS INFORMATION
C      LLN --- THE DIMENSION LENGTH OF THE IR
C
      DIMENSION IR(LLN,3)
      INTEGER IR
      COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNIT,S,LUNITK
C
C      THE IR(LLN,2),IR(LLN,3) MUST BE 0 OR 1
C
      DO 10 I=1,NRR
      IF(IR(I,2).EQ.1.OR.IR(I,2).EQ.0) THEN
          IF(IR(I,3).EQ.1.OR.IR(I,3).EQ.0) GOTO 10
      ENDIF
      WRITE(LUNIT,S) 'THE CONSTRAIN NUMBER R MUST BE 1 OR 0'
      STOP
10   CONTINUE
C
      RETURN
      END
C
      SUBROUTINE CHECK2(NTYPE,NELEM,NROCK)
C
C *****
C *
C *      THIS ROUTINE CHECK THE INFORMATION
C *      ABOUT ROCK ELEMENT TYPE
C *
C *****
C
C      NTYPE ---- THE ROCK TYPE OF THE ELEMENTS
C      NELEM ---- THE NUMBER OF THE ELEMENTS
C      NROCK ---- THE MAXMIUN TYPE ROCK NUMBER
C
      DIMENSION NTYPE(NELEM)
      INTEGER*2 NTYPE
      COMMON /INOUPC/ LUNITI,LUNITO,LUNIT,S,LUNITK
C
      DO 10 I=1,NELEM
      IF(NTYPE(I).GT.NROCK) THEN
          WRITE(LUNIT,20) NROCK
20   FORMAT(1X,'THE ELEMENT TYPE MUST BE LESS OR EQUAL',I3)
          STOP

```

```

10      ENDIF
      CONTINUE
C
      RETURN
      END
C
SUBROUTINE CHECK3 (NAA, NNODE, NODE, NELEM, NTYPE, IR, LLN, NIR)
C
C *****
C *
C *       THIS ROUTINE CHECK THE CONSTRAIN INFORMATION *
C * WHEN THE ELEMENT TYPE OF THE NODE ARE ALL 0, THE NODE *
C * MUST BE CONSTRAINED *
C *
C *****
C
C NAA ----- THE INFORMATION NODE AND ELEMENTS
C NNODE --- THE DIMENSION LENGTH OF THE NAA
C NODE ---- THE NUMBER OF THE NODE
C NTYPE --- THE TYPE OF THE ELEMNET OF EACH ELEMENT
C IR ----- THE INFORMATION OF THE CONSTRAINS
C LLN ---- THE DIMENSION LENGTH OF THE IR
C NIR ----- THE NUMBER OF THE CONSTRAIN
C
C DIMENSION NAA(NNODE,4), NTYPE(NNODE), IR(LLN,3), IBJD(4)
C INTEGER*2 NAA, NTYPE
C COMMON /INOUPC/LUNITI, LUNITO, LUNIT5, LUNITK
C
C
C GET THE IBJD ---- 4 ELEMENT NUMBER OF THE NODES
C
C DO 10 I=1, NODE
C   NN=0
C   DO 20 J=1, NELEM
C     DO 30 K=1, 4
C       KKK=NAA(J, K)
C       IF (KKK.EQ.I) THEN
C         NN=NN+1
C         IBJD(NN)=J
C       ENDIF
C     CONTINUE
C   CONTINUE
30
20
C
C CHECK THE TYPE OF THE ROCK ELEMENT
C
C DO 40 K=1, NN
C   IF (NTYPE(IBJD(K)).EQ.0) GOTO 40
C   GOTO 10
40
C CONTINUE
C
C CHECK THE CONSTRAIN INFORMATION
C
C DO 50 K=1, NIR
C   IF (I.EQ.IR(K,1)) THEN
C     IF (IR(K,2).NE.0.OR.IR(K,3).NE.0) GOTO 70
C     GOTO 10
C   ENDIF
50
C CONTINUE
70
C WRITE(LUNIT5, 80) I

```

```

80  FORMAT(1X,'NODE=',I5,'MUST BE CONSTRAINED')
    STOP
10  CONTINUE
C
    RETURN
    END
C
SUBROUTINE CHECK4(NAA,NNODE,NODE,NELEM,NNODLD,NNLOAD)
C
C *****
C *
C *   THIS ROUTINE CHECK THE LOAD POINTS ARE WHETHER
C *   CONTINUE
C *
C *****
C
DIMENSION NAA(NNODE,4),NNODLD(NNLOAD),IBJD(4)
INTEGER*2 NAA
COMMON /INOUPC/LUNITI,LUNITO,LUNITL,LUNITK
C
C NAA --- THE ELEMENTS INFORMATION
C NNODE -- THE LENGTH OF THE ELEMENT INFORMATION
C NODE --- THE NUMBER OF NODES
C NELEM --- THE NUMBER OF ELEMENTS
C NNODLD -- THE NODE NUMBER OF LOAD POINTS
C NNLOAD -- THE TOTAL NUMBER OF LOAD POINTS
C
C
C GET THE IBJD ---- 4 ELEMENT NUMBER OF THE LOAD NODES
C
DO 10 IJU=1,NNLOAD-1
  I=NNODLD(IJU)
  IP1=NNODLD(IJU+1)
  IF(I.EQ.0.OR.IP1.EQ.0) GOTO 10
  NN=0
  DO 20 J=1,NELEM
    DO 30 K=1,4
      KKK=NAA(J,K)
      IF(KKK.EQ.I) THEN
        NN=NN+1
        IBJD(NN)=J
      ENDIF
    CONTINUE
  CONTINUE
20  CONTINUE
C
C JUDGE THE I AND I+1 POINTS ARE WETHER IN THE SAME ELEMENT
C
DO 40 K=1,NN
  DO 45 K1=1,4
    IF(NAA(IBJD(K),K1).EQ.IP1) GOTO 50
  CONTINUE
45  CONTINUE
40  CONTINUE
60  WRITE(LUNITL,65)I,IP1
65  FORMAT(1X,'THE LOAD POINTS ',I4,' OR ',I4,' IS ERROR!')
    STOP
C
C CHECK THE LOAD POINTS I AND I+1 WETHER IS NEAR
C
50  MELEM=IBJD(K)
    I1=K1
    GOTO ( 70,80,80,90) ,I1
70  IF(NAA(MELEM,2).EQ.I.OR.NAA(MELEM,4).EQ.I) GOTO 10
    GOTO 60

```

```

80  IF(NAA(MELEM,I1+1).EQ.I.OR.NAA(MELEM,I1-1).EQ.I) GOTO 10
    GOTO 60
90  IF(NAA(MELEM,1).EQ.I.OR.NAA(MELEM,3).EQ.I) GOTO 10
    GOTO 60
10  CONTINUE
C
RETURN
END

```

附录3 矿山防治水设计常用资料

编写单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院

编写人 李玉山 胡凤英 赵长安

附3.1 水文地质计算常用资料

双曲线正弦、余弦、正切函数

$$\operatorname{sh} x = \frac{e^x - e^{-x}}{2}, \quad \operatorname{ch} x = \frac{e^x + e^{-x}}{2}, \quad \operatorname{th} x = \frac{e^x - e^{-x}}{e^x + e^{-x}}$$

表附-3-1

x	$\operatorname{sh} x$	$\operatorname{ch} x$	$\operatorname{th} x$
0.00	0.0000	1.0000	0.0000
0.01	0.0100	1.0001	0.0100
0.02	0.0200	1.0002	0.0200
0.03	0.0300	1.0005	0.0300
0.04	0.0400	1.0008	0.0400
0.05	0.0500	1.0013	0.0500
0.06	0.0600	1.0018	0.0600
0.07	0.0701	1.0025	0.0699
0.08	0.0801	1.0032	0.0798
0.09	0.0901	1.0041	0.0896
0.10	0.1002	1.0050	0.0995
0.11	0.1102	1.0061	0.1094
0.12	0.1203	1.0072	0.1194
0.13	0.1304	1.0083	0.1293
0.14	0.1405	1.0095	0.1391
0.15	0.1506	1.0113	0.1490
0.16	0.1607	1.0128	0.1588
0.17	0.1708	1.0145	0.1684
0.18	0.1810	1.0163	0.1781
0.19	0.1912	1.0181	0.1877
0.20	0.2013	1.0201	0.1974

续表

x	shx	chx	thx
0.21	0.2115	1.0221	0.2070
0.22	0.2218	1.0243	0.2165
0.23	0.2320	1.0266	0.2260
0.24	0.2423	1.0289	0.2355
0.25	0.2526	1.0314	0.2449
0.26	0.2629	1.0340	0.2543
0.27	0.2733	1.0367	0.2636
0.28	0.2837	1.0395	0.2729
0.29	0.2941	1.0423	0.2821
0.30	0.3045	1.0453	0.2913
0.31	0.3150	1.0484	0.3004
0.32	0.3255	1.0516	0.3095
0.33	0.3360	1.0549	0.3185
0.34	0.3466	1.0584	0.3275
0.35	0.3572	1.0619	0.3364
0.36	0.3678	1.0655	0.3452
0.37	0.3785	1.0692	0.3540
0.38	0.3892	1.0731	0.3627
0.39	0.4000	1.0770	0.3714
0.40	0.4108	1.0811	0.3799
0.41	0.4216	1.0845	0.3885
0.42	0.4325	1.0885	0.3969
0.43	0.4434	1.0930	0.4053
0.44	0.4543	1.0984	0.4136
0.45	0.4653	1.1030	0.4219
0.46	0.4764	1.1077	0.4301
0.47	0.4875	1.1125	0.4382
0.48	0.4986	1.1174	0.4462
0.49	0.5098	1.1225	0.4542
0.50	0.5211	1.1276	0.4621
0.51	0.5324	1.1329	0.4699
0.52	0.5438	1.1383	0.4777
0.53	0.5552	1.1438	0.4854

续表

x	shx	chx	thx
0.54	0.5666	1.1498	0.4930
0.55	0.5782	1.1551	0.5005
0.56	0.5897	1.1609	0.5080
0.57	0.6014	1.1669	0.5154
0.58	0.6131	1.1730	0.5227
0.59	0.6248	1.1792	0.5299
0.60	0.6367	1.1855	0.5370
0.61	0.6485	1.1919	0.5441
0.62	0.6605	1.1984	0.5511
0.63	0.6725	1.2051	0.5581
0.64	0.6846	1.2119	0.5649
0.65	0.6967	1.2188	0.5717
0.66	0.7090	1.2258	0.5784
0.67	0.7213	1.2330	0.5850
0.68	0.7336	1.2402	0.5915
0.69	0.7461	1.2476	0.5980
0.70	0.7588	1.2552	0.6044
0.71	0.7712	1.2628	0.6107
0.72	0.7838	1.2706	0.6169
0.73	0.7966	1.2785	0.6231
0.74	0.8094	1.2865	0.6291
0.75	0.8223	1.2947	0.6351
0.76	0.8353	1.3030	0.6411
0.77	0.8484	1.3114	0.6469
0.78	0.8615	1.3199	0.6527
0.79	0.8741	1.3286	0.6584
0.80	0.8881	1.3374	0.6640
0.81	0.9015	1.3464	0.6696
0.82	0.9150	1.3555	0.6751
0.83	0.9286	1.3647	0.6805
0.84	0.9423	1.3740	0.6858
0.85	0.9561	1.3835	0.6911
0.86	0.9700	1.3932	0.6963

续表

x	shx	chx	thx
0.87	0.9840	1.4029	0.7014
0.88	0.9981	1.4128	0.7084
0.89	1.0122	1.4229	0.7114
0.90	1.0265	1.4331	0.7183
0.91	1.0409	1.4434	0.7211
0.92	1.0554	1.4539	0.7269
0.93	1.0700	1.4645	0.7308
0.94	1.0847	1.4753	0.7362
0.95	1.0995	1.4862	0.7398
0.96	1.1144	1.4973	0.7443
0.97	1.1294	1.5085	0.7487
0.98	1.1446	1.5199	0.7531
0.99	1.1598	1.5314	0.7574
1.00	1.1752	1.5431	0.7616
1.01	1.1907	1.5549	0.7658
1.02	1.2063	1.5669	0.7699
1.03	1.2220	1.5790	0.7739
1.04	1.2379	1.5913	0.7779
1.05	1.2539	1.6038	0.7818
1.06	1.2700	1.6164	0.7857
1.07	1.2862	1.6292	0.7895
1.08	1.3025	1.6421	0.7932
1.09	1.3190	1.6552	0.7969
1.10	1.3356	1.6685	0.8005
1.11	1.3524	1.6820	0.8041
1.12	1.3693	1.6956	0.8076
1.13	1.3863	1.7093	0.8110
1.14	1.4035	1.7233	0.8144
1.15	1.4208	1.7374	0.8178
1.16	1.4382	1.7517	0.8220
1.17	1.4558	1.7662	0.8248
1.18	1.4735	1.7808	0.8275
1.19	1.4914	1.7957	0.8306

续表

x	shx	chx	thx
1.20	1.5095	1.8107	0.8337
1.21	1.5276	1.8258	0.8367
1.22	1.5460	1.8412	0.8397
1.23	1.5645	1.8568	0.8426
1.24	1.5831	1.8725	0.8456
1.25	1.6019	1.8884	0.8483
1.26	1.6200	1.9045	0.8511
1.27	1.6400	1.9208	0.8538
1.28	1.6593	1.9373	0.8565
1.29	1.6788	1.9540	0.8591
1.30	1.6984	1.9709	0.8617
1.31	1.7182	1.9880	0.8643
1.32	1.7381	2.0053	0.8668
1.33	1.7583	2.0228	0.8692
1.34	1.7786	2.0404	0.8717
1.35	1.7991	2.0583	0.8741
1.36	1.8198	2.0764	0.8764
1.37	1.8406	2.0947	0.8787
1.38	1.8617	2.1132	0.8810
1.39	1.8829	2.1320	0.8832
1.40	1.9043	2.1509	0.8854
1.41	1.9259	2.1700	0.8875
1.42	1.9477	2.1894	0.8896
1.43	1.9697	2.2090	0.8917
1.44	1.9919	2.2288	0.8937
1.45	2.0143	2.2488	0.8957
1.46	2.0369	2.2691	0.8977
1.47	2.0597	2.2896	0.8996
1.48	2.0827	2.3103	0.9015
1.49	2.1059	2.3312	0.9033
1.50	2.1293	2.3524	0.9051
1.51	2.1529	2.3738	0.9069
1.52	2.1768	2.3955	0.9087

续表

x	shx	chx	thx
1.53	2.2008	2.4174	0.9104
1.54	2.2251	2.4395	0.9121
1.55	2.2498	2.4619	0.9138
1.56	2.2743	2.4845	0.9154
1.57	2.2993	2.5073	0.9170
1.58	2.3245	2.5305	0.9186
1.59	2.3499	2.5538	0.9201
1.60	2.3756	2.5775	0.9277

承压非稳定流井函数 $W(u) - u$ (或 $\frac{1}{u}$) 表

表附-3-2

u	$\frac{1}{u}$	e^u	$W(u)$ 或 $-Ei(-u)$	$W(u) \times e^u$	$F(u)$
0.00000001	10^9	1.0000	20.1460	20.1460	3.76
0.00000005	2×10^8	1.0000	18.5366	18.5366	3.07
0.00000001	10^8	1.0000	17.8435	17.8435	7.76
0.00000005	2×10^7	1.0000	16.2340	16.2340	7.06
0.0000001	10^7	1.0000	15.5409	15.5409	8.75
0.0000002	5×10^6	1.0000	14.8477	14.8477	8.45
0.0000004	25×10^5	1.0000	14.1546	14.1546	6.15
0.0000006	1666667	1.0000	13.7491	13.7491	5.97
0.0000008	125×10^4	1.0000	13.4614	13.4614	5.86
0.000001	10^6	1.0000	13.2383	13.2383	5.75
0.000002	5×10^5	1.0000	12.5451	12.5451	5.45
0.000003	333333	1.0000	12.1397	12.1397	5.28
0.000004	25×10^4	1.0000	11.8520	11.8520	5.15
0.000005	2×10^5	1.0000	11.6289	11.6289	5.06
0.000006	166667	1.0000	11.4465	11.4465	4.99
0.000007	142857	1.0000	11.2924	11.2924	4.82
0.000008	125×10^3	1.0000	11.1589	11.1589	4.86
0.000009	111111	1.0000	11.0411	11.0411	4.69
0.00001	10^5	1.0000	10.9357	10.9357	4.76
0.00002	5×10^4	1.0000	10.2426	10.2426	4.46
0.00003	33333	1.0000	9.8371	9.8371	4.27
0.00004	25×10^3	1.0000	9.5495	9.5495	4.15
0.00005	2×10^4	1.0000	9.3263	9.3263	4.05
0.00006	16667	1.0000	9.1440	9.1440	3.97
0.00007	14286	1.0000	8.9899	8.9899	3.90
0.00008	125×10^2	1.0000	8.8583	8.8583	3.86
0.00009	11111	1.0000	8.7386	8.7386	3.80

续表

u	$\frac{1}{u}$	e^u	$W(u)$ 或 $-Ei(-u)$	$W(u) \times e^u$	$F(u)$
0.0001	10^4	1.0001	8.6332	8.6341	3.75
0.0002	5×10^3	1.0002	7.9402	7.9418	3.45
0.0003	3333	1.0003	7.5346	7.5371	3.28
0.0004	2500	1.0004	7.2472	7.2501	3.15
0.0005	2000	1.0005	7.0242	7.0277	3.08
0.0006	1667	1.0006	6.8420	6.8461	2.98
0.0007	1428	1.0007	6.6879	6.6926	2.91
0.0008	1250	1.0008	6.5545	6.5597	2.85
0.0009	1111	1.0009	6.4368	6.4426	2.80
0.001	1000	1.0010	6.3315	6.3376	2.76
0.002	500	1.0020	5.6394	5.6507	2.41
0.003	333	1.0030	5.2394	5.2508	2.28
0.004	250	1.0041	4.9482	4.9635	2.16
0.005	200	1.0051	4.9261	4.7502	2.08
0.006	167	1.0062	4.5448	4.5730	1.98
0.007	143	1.0072	4.3916	4.4232	1.92
0.008	125	1.0083	4.2591	4.2945	1.87
0.009	111	1.0093	4.1423	4.1808	1.82
0.010	100	1.0101	4.0379	4.0787	1.77
0.015	66.7	1.0151	3.6374	3.6925	1.60
0.020	50.0	1.0202	3.3547	3.4225	1.48
0.025	40.0	1.0253	3.1365	3.2159	1.40
0.030	33.3	1.0305	2.9591	3.0494	1.33
0.035	28.6	1.0356	2.8099	2.9101	1.27
0.040	25.0	1.0408	2.6813	2.7907	1.21
0.045	22.2	1.0460	2.5684	2.6868	1.17
0.050	20.0	1.0513	2.4679	2.5945	1.13
0.055	18.2	1.0565	2.3775	2.5120	1.09
0.060	16.7	1.0618	2.2953	2.4371	1.06
0.065	15.4	1.0672	2.2201	2.3691	1.03
0.070	14.3	1.0725	2.1508	2.3067	1.003
0.075	13.3	1.0779	2.0867	2.2492	0.98
0.080	12.5	1.0833	2.0269	2.1957	0.955
0.085	11.75	1.0887	1.9711	2.1460	0.935
0.090	11.11	1.0942	1.9187	2.0994	0.912
0.095	10.50	1.0997	1.8695	2.0558	0.894
0.100	10.00	1.1052	1.8229	2.0147	0.876
0.110	9.09	1.1163	1.7371	1.9391	0.843
0.120	8.33	1.1275	1.6595	1.8711	0.813
0.13	7.70	1.1388	1.5889	1.8094	0.786
0.14	7.15	1.1503	1.5241	1.7532	0.763
0.15	6.67	1.1618	1.4645	1.7015	0.740
0.16	6.25	1.1735	1.4092	1.6537	0.720
0.17	5.88	1.1853	1.3578	1.6094	0.700
0.18	5.55	1.1972	1.3098	1.5681	0.680
0.19	5.26	1.2093	1.2649	1.5296	0.665
0.20	5.00	1.2214	1.2227	1.4934	0.650

续表

u	$\frac{1}{u}$	e^u	$M(u)$ 或 $-E_1(-u)$	$W(u) \times e^u$	$F(u)$
0.21	4.76	1.2337	1.1829	1.4593	0.634
0.22	4.54	1.2461	1.1494	1.4273	0.629
0.23	4.35	1.2588	1.1099	1.3969	0.607
0.24	4.17	1.2713	1.0782	1.3681	0.595
0.25	4.00	1.2840	1.0443	1.3409	0.584
0.26	3.85	1.2969	1.0139	1.3159	0.572
0.27	3.70	1.3100	0.9849	1.2932	0.561
0.28	3.57	1.3231	0.9573	1.2698	0.551
0.29	3.47	1.3364	0.9309	1.2441	0.541
0.30	3.33	1.3499	0.9057	1.2228	0.532
0.31	3.22	1.3634	0.8818	1.2018	0.523
0.32	3.13	1.3772	0.8583	1.1820	0.514
0.33	3.03	1.3910	0.8361	1.1636	0.506
0.34	2.94	1.4050	0.8147	1.1448	0.498
0.35	2.86	1.4191	0.7942	1.1270	0.490
0.36	2.78	1.4333	0.7745	1.1101	0.484
0.37	2.70	1.4477	0.7554	1.0938	0.476
0.38	2.63	1.4623	0.7371	1.0779	0.468
0.39	2.56	1.4770	0.7194	1.0626	0.462
0.40	2.50	1.4918	0.7024	1.0478	0.456
0.42	2.39	1.5220	0.6709	1.0197	0.443
0.44	2.27	1.5527	0.6397	0.9938	0.432
0.46	2.17	1.5841	0.6119	0.9683	0.420
0.48	2.08	1.6161	0.5848	0.9431	0.411
0.50	2.00	1.6487	0.5598	0.9230	0.401
0.52	1.92	1.6820	0.5362	0.9019	0.393
0.54	1.85	1.7160	0.5140	0.8830	0.384
0.56	1.78	1.7509	0.4930	0.8631	0.375
0.58	1.72	1.7860	0.4732	0.8461	0.368
0.60	1.66	1.8221	0.4544	0.8290	0.360
0.62	1.61	1.8589	0.4366	0.8116	0.353
0.64	1.56	1.8965	0.4197	0.7960	0.346
0.66	1.51	1.9348	0.4036	0.7809	0.340
0.68	1.47	1.9739	0.3883	0.7665	0.334
0.70	1.43	2.0138	0.3738	0.7528	0.327
0.72	1.38	2.0544	0.3599	0.7394	0.321
0.74	1.35	2.0959	0.3467	0.7265	0.316
0.76	1.32	2.1383	0.3341	0.7144	0.310
0.78	1.28	2.1815	0.3221	0.7037	0.304
0.80	1.25	2.2255	0.3106	0.6912	0.301
0.82	1.22	2.2705	0.2995	0.6802	0.296
0.84	1.18	2.3164	0.2891	0.6697	0.291
0.86	1.16	2.3632	0.2790	0.6603	0.286
0.88	1.14	2.4109	0.2694	0.6495	0.282
0.90	1.11	2.4598	0.2602	0.6400	0.278
0.92	1.09	2.5093	0.2518	0.6306	0.274
0.94	1.06	2.5600	0.2429	0.6213	0.270

续表

u	$\frac{1}{u}$	e^u	$W(u)$ 或 $-Ei(-u)$	$W(u) \times e^u$	$F(u)$
0.96	1.04	2.6117	0.2347	0.6130	0.266
0.98	1.02	2.6645	0.2289	0.6046	0.262
1.00	1.00	2.7183	0.2194	0.5964	0.259
1.10	0.909	3.0042	0.1860	0.5588	0.243
1.20	0.833	3.3201	0.1584	0.5259	0.229
1.30	0.770	3.8693	0.1355	0.4972	0.216
1.40	0.715	4.0552	0.1162	0.4712	0.205
1.50	0.667	4.4817	0.1000	0.4482	0.195
1.60	0.625	4.9530	0.08631	0.4275	0.186
1.70	0.588	5.4739	0.07465	0.4086	0.178
1.80	0.555	6.0496	0.06471	0.3915	0.170
1.90	0.526	6.6859	0.05620	0.3758	0.163
2.00	0.500	7.3891	0.04890	0.3613	0.157
2.10	0.476	8.1662	0.04281	0.3480	0.152
2.20	0.454	9.0250	0.03719	0.3356	0.146
2.30	0.435	9.9742	0.03250	0.3242	0.141
2.40	0.417	11.0232	0.02844	0.3131	0.136
2.50	0.400	12.1825	0.02491	0.3033	0.132
2.60	0.385	13.4637	0.02185	0.2949	0.128
2.70	0.370	14.8797	0.01918	0.2857	0.125
2.80	0.357	16.4446	0.01686	0.2779	0.121
2.90	0.347	18.1742	0.01482	0.2690	0.117
3.00	0.333	20.0855	0.01305	0.2621	0.114
3.10	0.322	22.1980	0.01149	0.2553	0.111
3.20	0.312	24.5325	0.01013	0.2478	0.108
3.30	0.303	27.1126	0.008939	0.2413	0.105
3.40	0.294	29.9641	0.007891	0.2367	0.103
3.50	0.286	33.1155	0.006970	0.2318	0.101
3.60	0.278	36.5982	0.006160	0.2269	0.0986
3.70	0.270	40.4473	0.005448	0.2225	0.0968
3.80	0.263	44.7012	0.004820	0.2186	0.0933
3.90	0.256	49.4025	0.004267	0.2124	0.0928
4.00	0.250	54.5982	0.003779	0.2075	0.0900
4.10	0.244	60.3403	0.003349	0.2021	0.0880
4.20	0.238	66.6863	0.002969	0.2000	0.0780
4.30	0.232	73.6998	0.002633	0.1938	0.0843
4.40	0.227	81.4509	0.002338	0.1906	0.0830
4.50	0.222	90.0171	0.002073	0.1863	0.0810
4.60	0.217	99.4843	0.001841	0.1831	0.0797
4.70	0.212	109.9472	0.001635	0.1803	0.0785
4.80	0.208	121.5104	0.001453	0.1762	0.0767
4.90	0.202	134.2898	0.001291	0.1732	0.0754
5.00	0.200	148.4132	0.001148	0.1707	0.0742

潜水非穩定流井函数 $W(u_A, u_r, \frac{r}{D}) = \frac{1}{u_A} (或 \frac{1}{u_r})$ 表

表附-3-3

$\frac{r}{D} = 0.01$		$\frac{r}{D} = 0.1$		$\frac{r}{D} = 0.2$		$\frac{r}{D} = 0.316$		$\frac{r}{D} = 0.4$		$\frac{r}{D} = 0.6$	
$\frac{1}{u_A}$	$W(u_A, \frac{r}{D})$	$\frac{1}{u_A}$	$W(u_A, \frac{r}{D})$	$\frac{1}{u_A}$	$W(u_A, \frac{r}{D})$	$\frac{1}{u_A}$	$W(u_A, \frac{r}{D})$	$\frac{1}{u_A}$	$W(u_A, \frac{r}{D})$	$\frac{1}{u_A}$	$W(u_A, \frac{r}{D})$
10	1.82	10	1.80	5	1.19	1	0.216	1	0.213	1	0.206
10^2	4.04	5×10	3.24	10	1.75	2	0.544	2	0.534	2	0.504
10^3	6.31	10	3.81	5×10	2.95	5	1.153	5	1.114	5	0.996
5×10^3	7.82	2×10^2	4.30	10^3	3.29	10	1.655	10	1.564	10	1.311
10^4	8.40	5×10^2	4.71	5×10^2	3.50	5×10	2.504	5×10	2.181	2×10	1.473
10^5	9.42	10^3	4.83	10^3	3.51	10^2	2.625	10^2	2.225	5×10	1.553
10^6	9.44	10^4	4.85			10^3	2.648	10^3	2.229	10^2	1.555

$\frac{r}{D} = 0.8$		$\frac{r}{D} = 1.0$		$\frac{r}{D} = 1.5$		$\frac{r}{D} = 2.0$		$\frac{r}{D} = 2.5$		$\frac{r}{D} = 3.0$	
$\frac{1}{u_A}$	$W(u_A, \frac{r}{D})$	$\frac{1}{u_A}$	$W(u_A, \frac{r}{D})$	$\frac{1}{u_A}$	$W(u_A, \frac{r}{D})$	$\frac{1}{u_A}$	$W(u_A, \frac{r}{D})$	$\frac{1}{u_A}$	$W(u_A, \frac{r}{D})$	$\frac{1}{u_A}$	$W(u_A, \frac{r}{D})$
0.5	0.046	0.5	0.0444	0.5	0.0394	0.333	0.0100	0.5	0.0271	0.5	0.0210
1	0.197	1	0.1805	1	0.1509	0.5	0.0335	1	0.0803	1	0.0534
2	0.486	2	0.421	1.25	0.199	1	0.114	1.25	0.0801	1.25	0.0607
5	0.857	5	0.715	2	0.301	1.25	0.114	2	0.1174	2	0.0681
10	1.050	10	0.819	5	0.413	2	0.194	5	0.1247	5	0.0695
20	1.121	20	0.841	10	0.427	5	0.227	10	0.1247	10	0.0695
5×10	1.131	5×10	0.842	20	0.428	1	0.228				

越补含水层井函数 $W(u, \frac{r}{B}) - \frac{1}{u}$ 表

表附-3-4

u	$\frac{r}{B}$				
	0	0.001	0.002	0.003	0.004
0	00	14.0474	12.6611	11.8502	11.2748
0.000001	13.2383	13.0031	12.4417	11.8153	11.2711
0.000002	12.5451	12.4240	12.1013	11.6716	11.2259
0.000003	12.1397	12.0581	11.8332	11.5098	11.1426
0.000004	11.8520	11.7905	11.6168	11.3597	11.0555
0.000005	11.6289	11.5795	11.4384	11.2248	10.9642
0.000006	11.4465	11.4053	11.2866	11.1040	10.8764
0.000007	11.2924	11.2570	11.1545	10.9951	10.7933
0.000008	11.1589	11.1279	11.0377	10.8962	10.7151
0.000009	11.0411	11.0135	10.9330	10.8059	10.6416
0.00001	10.9357	10.9109	10.8382	10.7228	10.5725
0.00002	10.2428	10.2301	10.1932	10.1332	10.0522
0.00003	9.8371	9.8238	9.8041	9.7635	9.7080
0.00004	9.5435	9.5432	9.5246	9.4940	9.4520
0.00005	9.3263	9.3213	9.3064	9.2818	9.2480
0.00006	9.1440	9.1398	9.1274	9.1069	9.0785
0.00007	8.9899	8.9863	8.9756	8.9580	8.9338
0.00008	8.8563	8.8532	8.8439	8.8284	8.8070
0.00009	8.7386	8.7358	8.7275	8.7138	8.6947
0.0001	8.6332	8.6308	8.6233	8.6109	8.5937
0.0002	7.9402	7.9390	7.9352	7.9290	7.9203
0.0003	7.5348	7.5340	7.5315	7.5274	7.5216
0.0004	7.2472	7.2468	7.2447	7.2416	7.2373
0.0005	7.0242	7.0237	7.0222	7.0197	7.0163
0.0006	6.8420	6.8416	6.8403	6.8383	6.8353
0.0007	6.6879	6.6876	6.6865	6.6848	6.6823
0.0008	6.5545	6.5542	6.5532	6.5517	6.5495
0.0009	6.4368	6.4365	6.4357	6.4344	6.4324
0.001	6.3315	6.3313	6.3305	6.3293	6.3276
0.002	5.6394	5.6393	5.6389	5.6383	5.6374
0.003	5.2349	5.2348	5.2346	5.2342	5.2338
0.004	4.9482	4.9482	4.9480	4.9477	4.9472
0.005	4.7261	4.7260	4.7259	4.7256	4.7253

续表

u	$\frac{r}{B}$				
	0.005	0.006	0.007	0.008	0.009
0	10.8286	10.4640	10.1557	9.8887	9.6532
0.000001	10.8283	10.4640	10.1557	9.8887	
0.000002	10.8174	10.4619	10.1554	9.8886	9.6532
0.000003	10.7849	10.4509	10.1523	9.8879	9.6530
0.000004	10.7374	10.4291	10.1436	9.8849	9.6521
0.000005	10.6822	10.3993	10.1290	9.8786	9.6496
0.000006	10.6240	10.3640	10.1091	9.8686	9.6450
0.000007	10.5652	10.3255	10.0862	9.8555	9.6382
0.000008	10.5072	10.2854	10.0602	9.8398	9.6292
0.000009	10.4508	10.2446	10.0324	9.8219	9.6182
0.00001	10.3963	10.2038	10.0034	9.8024	9.6059
0.00002	9.9530	9.8386	9.7126	9.5781	9.4983
0.00003	9.6392	9.5583	9.4671	9.3674	9.2611
0.00004	9.3992	9.3386	9.2653	9.1863	9.1009
0.00005	9.2052	9.1542	9.0957	9.0304	8.9691
0.00006	9.0426	8.9996	8.9500	8.8943	8.8332
0.00007	8.9027	8.8654	8.8224	8.7739	8.7204
0.00008	8.7798	8.7470	8.7090	8.6681	8.6286
0.00009	8.6703	8.6411	8.6071	8.5686	8.5258
0.0001	8.5717	8.5453	8.5145	8.4795	8.4407
0.0002	7.9092	7.8958	7.8800	7.8619	7.8416
0.0003	7.5141	7.5051	7.4945	7.4823	7.4686
0.0004	7.2317	7.2249	7.2169	7.2078	7.1974
0.0005	7.0118	7.0063	6.9999	6.9926	6.9843
0.0006	6.8316	6.8271	6.8218	6.8156	6.8086
0.0007	6.6790	6.6752	6.6706	6.6653	6.6594
0.0008	6.5467	6.5433	6.5393	6.5347	6.5295
0.0009	6.4299	6.4269	6.4233	6.4192	6.4146
0.001	6.3253	6.3226	6.3194	6.3157	6.3115
0.002	5.6363	5.6350	5.6334	5.6315	5.6294
0.003	5.2329	5.2320	5.2310	5.2297	5.2283
0.004	4.9467	4.9460	4.9453	4.9443	4.9433
0.005	4.7249	4.7244	4.7237	4.7230	4.7222

续表

M	$\frac{r}{B}$				
	0.010	0.015	0.020	0.025	0.030
0	9.4425	8.6319	8.0569	7.6111	7.2471
0.000001					
0.000002					
0.000003	9.4425				
0.000004	9.4422				
0.000005	9.4413				
0.000006	9.4394				
0.000007	9.4361	8.6319			
0.000008	9.4313	8.6318			
0.000009	9.4251	8.6316			
0.00001	9.4176	8.6313	8.0569		
0.00002	9.2961	8.6152	8.0558	7.6111	7.2471
0.00003	9.1499	8.5737	8.0483	7.6101	7.2470
0.00004	8.0102	8.5168	8.0320	7.6069	7.2465
0.00005	8.8827	8.4633	8.0080	7.6000	7.2450
0.00006	8.7673	8.3880	7.9786	7.5694	7.2419
0.00007	8.6625	8.3283	7.9456	7.5754	7.2391
0.00008	8.5669	8.2693	7.9195	7.5589	7.2305
0.00009	8.4792	8.1996	7.8743	7.5402	7.2222
0.0001	8.2983	8.1414	7.8375	7.5199	7.2122
0.0002	7.8192	7.6789	7.4972	7.2898	7.0685
0.0003	7.4534	7.3662	7.2281	7.0759	6.9098
0.0004	7.1859	7.1119	7.0128	6.8929	6.7567
0.0005	6.9750	6.9152	6.8346	6.7357	6.6219
0.0006	6.8009	6.7508	6.6828	6.5988	6.5011
0.0007	6.6527	6.6096	6.5508	6.4777	6.3923
0.0008	6.5237	6.4858	6.4340	6.3690	6.2935
0.0009	6.4094	6.3757	6.3294	6.2716	6.2032
0.001	6.3096	6.2765	6.2347	6.1823	6.1202
0.002	5.6271	5.6118	5.5907	5.5638	5.5314
0.003	5.2267	5.2166	5.2025	5.1845	5.1627
0.004	4.9421	4.9345	4.9240	4.9105	4.8941
0.005	4.7212	4.7152	4.7068	4.6960	4.6829

续表

h	$\frac{r}{B}$				
	0.035	0.040	0.045	0.050	0.055
0	6.9394	6.6731	6.4383	6.2285	6.0388
0.000001					
0.000002					
0.000003					
0.000004					
0.000005					
0.000006					
0.000007					
0.000008					
0.000009					
0.00001					
0.00002					
0.00003					
0.00004	6.9394	6.6731			
0.00005	6.9391	6.6730			
0.00006	6.9384	6.6729	6.4383		
0.00007	6.9370	6.6726	6.4382	6.2285	
0.00008	6.9347	6.6719	6.4381	6.2284	
0.00009	6.9316	6.6709	6.4378	6.2283	
0.0001	6.9273	6.6693	6.4372	6.2282	6.0398
0.0002	6.8439	6.6242	6.4143	6.2173	6.0338
0.0003	6.7276	6.5444	6.3623	6.1848	6.0145
0.0004	6.6088	6.4538	6.2955	6.1373	5.9818
0.0005	6.4964	6.3626	6.2236	6.0821	5.9406
0.0006	6.3923	6.2748	6.1512	6.0239	5.8948
0.0007	6.2962	6.1917	6.0807	5.9052	5.8468
0.0008	6.2076	6.1136	6.0129	5.9073	5.7982
0.0009	6.1256	6.0401	5.9481	5.8509	5.7500
0.001	6.0494	5.9711	5.8864	5.7965	5.7026
0.002	5.4939	5.4516	5.4047	5.3538	5.2991
0.003	5.1373	5.1084	5.0762	5.0408	5.0025
0.004	4.8749	4.8530	4.8286	4.8016	4.7702
0.005	4.6675	4.6499	4.6302	4.6084	4.5846

u	$\frac{r}{B}$				
	0	0.001	0.002	0.003	0.004
0.006	4.5448	4.5448	4.5447	4.5444	4.5441
0.007	4.3916	4.3916	4.3915	4.3913	4.3910
0.008	4.2591	4.2590	4.2590	4.2588	4.2586
0.009	4.1423	4.1423	4.1422	4.1420	4.1418
0.01	4.0379	4.0379	4.0378	4.0377	4.0375
0.02	3.3547	3.3547	3.3547	3.3546	3.3545
0.03	2.9591	2.9591	2.9591	2.9590	2.9590
0.04	2.6813	2.6812	2.6812	2.6812	2.6812
0.05	2.4679	2.4679	2.4679	2.4679	2.4678
0.06	2.2953	2.2953	2.2953	2.2953	2.2952
0.07	2.1508	2.1508	2.1508	2.1508	2.1508
0.08	2.0269	2.0269	2.0269	2.0269	2.0269
0.09	1.9187	1.9187	1.9187	1.9187	1.9187
0.1	1.8229	1.8229	1.8229	1.8229	1.8229
0.2	1.2227	1.2226	1.2226	1.2226	1.2226
0.3	0.9057	0.9057	0.9057	0.9057	0.9057
0.4	0.7024	0.7024	0.7024	0.7024	0.7024
0.5	0.5598	0.5598	0.5598	0.5598	0.5598
0.6	0.4544	0.4544	0.4544	0.4544	0.4544
0.7	0.3738	0.3738	0.3738	0.3738	0.3738
0.8	0.3106	0.3106	0.3106	0.3106	0.3106
0.9	0.2602	0.2602	0.2602	0.2602	0.2602
1.0	0.2194	0.2194	0.2194	0.2194	0.2194
2.0	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489
3.0	0.0130	0.0130	0.0130	0.0130	0.0130
4.0	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038
5.0	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011
6.0	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004
7.0	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001
8.0	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000

续表

u	$\frac{r}{B}$				
	0.005	0.006	0.007	0.008	0.009
0.006	4.5438	4.5433	4.5428	4.5422	4.5415
0.007	4.3908	4.3904	4.3899	4.3894	4.3888
0.008	4.2583	4.2580	4.2576	4.2572	4.2576
0.009	4.1416	4.1413	4.1410	4.1406	4.1401
0.01	4.0373	4.0371	4.0368	4.0364	4.0360
0.02	3.3544	3.3543	3.3542	3.3540	3.3538
0.03	2.9589	2.9589	2.9588	2.9587	2.9585
0.04	2.6811	2.6810	2.6810	2.6809	2.6808
0.05	2.4678	2.4678	2.4677	2.4676	2.4678
0.06	2.2952	2.2952	2.2952	2.2951	2.2950
0.07	2.1508	2.1507	2.1507	2.1507	2.1506
0.08	2.0269	2.0269	2.0268	2.0268	2.0268
0.09	1.9187	1.9187	1.9186	1.9186	1.9186
0.1	1.8229	1.8229	1.8228	1.8228	1.8228
0.2	1.2226	1.2226	1.2228	1.2226	1.2226
0.3	0.9057	0.9057	0.9057	0.9056	0.9056
0.4	0.7024	0.7024	0.7024	0.7024	0.7024
0.5	0.5598	0.5598	0.5598	0.5598	0.5598
0.6	0.4544	0.4544	0.4544	0.4544	0.4544
0.7	0.3738	0.3738	0.3738	0.3738	0.3738
0.8	0.3106	0.3106	0.3106	0.3106	0.3106
0.9	0.2602	0.2602	0.2602	0.2602	0.2602
1.0	0.2194	0.2194	0.2194	0.2194	0.2194
2.0	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489
3.0	0.0130	0.0130	0.0130	0.0130	0.0130
4.0	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038
5.0	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011
6.0	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004
7.0	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001
8.0	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000

续表

u	$\frac{r}{B}$				
	0.010	0.015	0.020	0.025	0.030
0.006	4.5407	4.5357	4.5287	4.5197	4.5088
0.007	4.3882	4.3839	4.3779	4.3702	4.3609
0.008	4.2561	4.2524	4.2471	4.2404	4.2323
0.009	4.1396	4.1363	4.1317	4.1258	4.1186
0.01	4.0356	4.0326	4.0285	4.0231	4.0167
0.02	3.3536	3.3521	3.3502	3.3476	3.3444
0.03	2.9584	2.9575	2.9562	2.9545	2.9523
0.04	2.6807	2.6800	2.6791	2.6779	2.6765
0.05	2.4675	2.4670	2.4662	2.4653	2.4642
0.06	2.2950	2.2945	2.2940	2.2932	2.2923
0.07	2.1506	2.1502	2.1497	2.1491	2.1483
0.08	2.0267	2.0264	2.0260	2.0255	2.0248
0.09	1.9185	1.9183	1.9179	1.9174	1.9169
0.1	1.8227	1.8225	1.8222	1.8218	1.8213
0.2	1.2226	1.2225	1.2224	1.2222	1.2220
0.3	0.9056	0.9056	0.9055	0.9054	0.9053
0.4	0.7024	0.7023	0.7023	0.7022	0.7022
0.5	0.5598	0.5597	0.5597	0.5597	0.5596
0.6	0.4544	0.4544	0.4543	0.4543	0.4543
0.7	0.3738	0.3738	0.3737	0.3737	0.3737
0.8	0.3106	0.3106	0.3106	0.3106	0.3105
0.9	0.2602	0.2602	0.2602	0.2602	0.2601
1.0	0.2194	0.2194	0.2194	0.2194	0.2193
2.0	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489
3.0	0.0130	0.0130	0.0130	0.0130	0.0130
4.0	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038
5.0	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011
6.0	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004
7.0	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001
8.0	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000

续表

u	$\frac{r}{B}$				
	0.035	0.040	0.045	0.050	0.055
0.006	4.4960	4.4314	4.4649	4.4467	4.4267
0.007	4.3500	4.3374	4.3233	4.3077	4.2705
0.008	4.2228	4.2118	4.1994	4.1857	4.1707
0.009	4.1101	4.1004	4.0894	4.0772	4.0638
0.01	4.0091	4.0003	3.9905	3.9795	3.9675
0.02	3.3408	3.3365	3.3317	3.3264	3.3205
0.03	2.9501	2.9474	2.9444	2.9409	2.9370
0.04	2.6747	2.6727	2.6705	2.6680	2.6652
0.05	2.4628	2.4613	2.4595	2.4576	2.4554
0.06	2.2912	2.2900	2.2885	2.2870	2.2852
0.07	2.1474	2.1464	2.1455	2.1439	2.1424
0.08	2.0240	2.0231	2.0221	2.0210	2.0198
0.09	1.9162	1.9154	1.9146	1.9136	1.9125
0.1	1.8207	1.8200	1.8193	1.8184	1.8175
0.2	1.2218	1.2215	1.2212	1.2209	1.2205
0.3	0.9052	0.9050	0.9049	0.9047	0.9045
0.4	0.7021	0.7020	0.7019	0.7018	0.7016
0.5	0.5596	0.5595	0.5594	0.5594	0.5593
0.6	0.4542	0.4542	0.4542	0.4541	0.4540
0.7	0.3737	0.3736	0.3736	0.3735	0.3735
0.8	0.3105	0.3105	0.3105	0.3104	0.3104
0.9	0.2601	0.2601	0.2601	0.2601	0.2600
1.0	0.2193	0.2193	0.2193	0.2193	0.2193
2.0	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489
3.0	0.0130	0.0130	0.0130	0.0130	0.0130
4.0	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038
5.0	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011
6.0	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004
7.0	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001
8.0	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000

续表

u	$\frac{u}{B}$				
	0.060	0.065	0.070	0.075	0.080
	5.8658	5.7067	5.5596	5.4228	5.2950
0.0001	5.8658	5.7067	5.5596	5.4228	5.2950
0.0002	5.8637	5.7059	5.5593	5.4227	5.2949
0.0003	5.8527	5.6999	5.5562	5.4212	5.2942
0.0004	5.8309	5.6860	5.5476	5.4160	5.2912
0.0005	5.8011	5.6648	5.5330	5.4062	5.2848
0.0006	5.7658	5.6383	5.5134	5.3821	5.2749
0.0007	5.7274	5.6081	5.4902	5.3745	5.2618
0.0008	5.6873	5.5755	5.4642	5.3542	5.2461
0.0009	5.6465	5.5416	5.4364	5.3317	5.2282
0.001	5.6058	5.5071	5.4075	5.3078	5.2087
0.002	5.2411	5.1803	5.1170	5.0517	4.9848
0.003	4.9615	4.9180	4.8722	4.8243	4.7746
0.004	4.7406	4.7068	4.6710	4.6335	4.5942
0.005	4.5590	4.5314	4.5022	4.4713	4.4389
0.006	4.4051	4.3819	4.3573	4.3311	4.3036
0.007	4.2719	4.2518	4.2305	4.2078	4.1839
0.008	4.1544	4.1368	4.1180	4.0980	4.0769
0.009	4.0493	4.0336	4.0169	3.9991	3.9802
0.01	3.9544	3.9403	3.9252	3.9091	3.8920
0.02	3.3141	3.3017	3.2897	3.2917	3.2832
0.03	2.9329	2.9284	2.9235	2.9183	2.9127
0.04	2.5622	2.5589	2.5553	2.5515	2.5475
0.05	2.4531	2.4505	2.4478	2.4448	2.4416

续表

n	$\frac{r}{B}$				
	0.085	0.090	0.095	0.10	0.15
	5.1750	5.0620	4.9553	4.8541	4.0601
0.0001					
0.0002	5.1750	5.0620	4.9553		
0.0003	5.1747	5.0619	4.9552	4.8541	
0.0004	5.1730	5.0610	4.9547	4.8539	
0.0005	5.1689	5.0585	4.9532	4.8530	
0.0006					
0.0007	5.1671	5.0539	4.9502	4.8510	4.0601
0.0008	5.1626	5.0471	4.9454	4.8478	4.0600
0.0009	5.1408	5.0381	4.9338	4.8430	4.0599
0.001	5.1266	5.0272	4.9306	4.8368	4.0598
0.001					
0.002	5.1109	5.0133	4.9208	4.8292	4.0595
0.003	4.9166	4.8475	4.7778	4.7079	4.0435
0.004	4.7234	4.6707	4.6189	4.5622	4.0092
0.005	4.5533	4.5111	4.4676	4.4230	3.9551
0.006	4.4050	4.3699	4.3335	4.2960	3.8321
0.007					
0.008	4.2747	4.2446	4.2134	4.1812	3.8334
0.009	4.1588	4.1326	4.1053	4.0771	3.7529
0.01	4.0547	4.0315	4.0073	3.9822	3.6903
0.02	3.9603	3.9395	3.9178	3.8952	3.6302
0.03					
0.04	3.8741	3.8552	3.8356	3.8150	3.5725
0.05	3.2742	3.2647	3.2547	3.2442	3.1158
0.06	2.9069	2.9007	2.8941	2.8873	2.8017
0.07	2.6432	2.6336	2.6338	2.6288	2.5655
0.08	2.4383	2.4347	2.4310	2.4271	2.3776

续表

μ	$\frac{r}{B}$				
	0.060	0.065	0.070	0.075	0.080
0.06	2.2833	2.2812	2.2790	2.2768	2.2740
0.07	2.1408	2.1391	2.1372	2.1352	2.1331
0.08	2.0184	2.0169	2.0153	2.0136	2.0118
0.09	1.9114	1.9101	1.9087	1.9072	1.9056
0.1	1.8164	1.8153	1.8141	1.8128	1.8114
0.2	1.2201	1.2196	1.2192	1.2186	1.2181
0.3	0.9043	0.9040	0.9038	0.9035	0.9032
0.4	0.7015	0.7014	0.7012	0.7010	0.7008
0.5	0.5592	0.5591	0.5590	0.5588	0.5587
0.6	0.4540	0.4539	0.4538	0.4537	0.4536
0.7	0.3734	0.3734	0.3733	0.3733	0.3732
0.8	0.3104	0.3103	0.3103	0.3102	0.3102
0.9	0.2600	0.2600	0.2599	0.2599	0.2599
1.0	0.2192	0.2192	0.2192	0.2191	0.2191
2.0	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489
3.0	0.0130	0.0130	0.0130	0.0130	0.0130
4.0	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038
5.0	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011
6.0	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004
7.0	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001
8.0	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000

续表

u	$\frac{r}{B}$				
	0.085	0.090	0.095	0.10	0.15
0.60	2.2713	2.2624	2.2654	2.2622	2.2218
0.70	2.1308	2.1284	2.1258	2.1232	2.0894
0.80	2.0099	2.0078	2.0056	2.0034	1.9745
0.90	1.9040	1.9022	1.9003	1.8983	1.8732
0.1	1.8099	1.8084	1.8067	1.8050	1.7829
0.2	1.2175	1.2168	1.2162	1.2155	1.2060
0.3	0.9029	0.9025	0.9022	0.9018	0.8969
0.4	0.7006	0.7004	0.7002	0.7000	0.6969
0.5	0.5586	0.5584	0.5583	0.5581	0.5561
0.6	0.4535	0.4534	0.4533	0.4532	0.4518
0.7	0.3732	0.3731	0.3730	0.3729	0.3719
0.8	0.3101	0.3101	0.3100	0.3100	0.3092
0.9	0.2598	0.2598	0.2597	0.2597	0.2591
1.0	0.2191	0.2191	0.2190	0.2190	0.2186
2.0	0.0489	0.0489	0.0488	0.0488	0.0488
3.0	0.0130	0.0130	0.0130	0.0130	0.0130
4.0	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038
5.0	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011
6.0	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004
7.0	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001
8.0	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000

续表

x	$\frac{r}{B}$				
	0.20	0.25	0.30	0.35	0.40
	3.5054	3.0830	2.7449	2.4654	2.2291
0.0001					
0.0002					
0.0003					
0.0004					
0.0005					
0.0006					
0.0007					
0.0008					
0.0009					
0.001	3.5054				
0.002	3.5043	3.0830	2.7449		
0.003	3.4969	3.0821	2.7448		
0.004	3.4806	3.0788	2.7444	2.4654	2.2291
0.005	3.4567	3.0719	2.7428	2.4651	2.2290
0.006	3.4274	3.0614	2.7398	2.4644	2.2289
0.007	3.3947	3.0476	2.7350	2.4630	2.2286
0.008	3.3598	3.0311	2.7284	2.4608	2.2279
0.009	3.3239	3.0126	2.7202	2.4576	2.2269
0.01	3.2875	2.9925	2.7104	2.4534	2.2253
0.02	2.9521	2.7658	2.5688	2.3713	2.1809
0.03	2.6896	2.5571	2.4110	2.2579	2.1031
0.04	2.4616	2.3602	2.2661	2.1431	2.0155
0.05	2.3110	2.2289	2.1371	2.0356	1.9283

续表

u	$\frac{r}{B}$				
	0.45	0.50	0.55	0.60	0.65
	2.0258	1.8488	1.6931	1.5550	1.4317
0.0001					
0.0002					
0.0003					
0.0004					
0.0005					
0.0006					
0.0007					
0.0008					
0.0009					
0.001					
0.002					
0.003					
0.004					
0.005					
0.006	2.0258				
0.007	2.0257				
0.008	2.0256	1.8488			
0.009	2.0253	1.8487			
0.01	2.0248	1.8486	1.6931	1.5550	1.4317
0.02	2.0023	1.8379	1.6883	1.5530	1.4309
0.03	1.9515	1.8062	1.6695	1.5423	1.4251
0.04	1.8869	1.7603	1.6379	1.5213	1.4117
0.05	1.8181	1.7075	1.5985	1.4827	1.3914

续表

u	$\frac{r}{B}$				
	0.20	0.25	0.30	0.35	0.40
0.06	2.1673	2.1002	2.0227	1.9369	1.8452
0.07	2.0435	1.9367	1.9205	1.8469	1.7673
0.08	1.9351	1.8861	1.8290	1.7646	1.6947
0.09	1.8389	1.7961	1.7460	1.6892	1.6272
0.1	1.7527	1.7149	1.6704	1.6198	1.5644
0.2	1.1944	1.1789	1.1602	1.1387	1.1145
0.3	0.8902	0.8817	0.8713	0.8593	0.8457
0.4	0.6927	0.6874	0.6809	0.6733	0.6647
0.5	0.5532	0.5496	0.5453	0.5402	0.5344
0.6	0.4498	0.4472	0.4441	0.4405	0.4364
0.7	0.3704	0.3685	0.3663	0.3636	0.3606
0.8	0.3081	0.3067	0.3050	0.3030	0.3008
0.9	0.2583	0.2572	0.2559	0.2544	0.2527
1.0	0.2179	0.2171	0.2161	0.2149	0.2135
2.0	0.0487	0.0486	0.0485	0.0484	0.0482
3.0	0.0130	0.0130	0.0130	0.0130	0.0129
4.0	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038	0.0038
5.0	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011
6.0	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004
7.0	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001
8.0	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000

续表

u	$\frac{r}{B}$				
	0.45	0.50	0.55	0.60	0.65
0.06	1.7497	1.6524	1.5551	1.4593	1.3663
0.07	1.6335	1.5973	1.5101	1.4232	1.3330
0.08	1.6206	1.5436	1.4650	1.3860	1.3078
0.09	1.5609	1.4918	1.4206	1.3486	1.2766
0.1	1.5048	1.4422	1.3774	1.3115	1.2451
0.2	1.0879	1.0592	1.0286	0.9964	0.9629
0.3	0.8306	0.8142	0.7964	0.7775	0.7577
0.4	0.1551	0.6446	0.6332	0.6209	0.6080
0.5	0.5278	0.5206	0.5128	0.5044	0.4955
0.6	0.4317	0.4266	0.4210	0.4150	0.4086
0.7	0.3572	0.3534	0.3493	0.3449	0.3401
0.8	0.2982	0.2953	0.2922	0.2889	0.2853
0.9	0.2507	0.2485	0.2461	0.2436	0.2408
1.0	0.2120	0.2103	0.2085	0.2056	0.2043
2.0	0.0480	0.0477	0.0475	0.0473	0.0470
3.0	0.0129	0.0128	0.0128	0.0127	0.0127
4.0	0.0037	0.0037	0.0037	0.0037	0.0033
5.0	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011
6.0	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004
7.0	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001
8.0	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000

续表

u	$\frac{r}{B}$				
	0.70	0.75	0.80	0.85	0.90
	1.3210	1.2212	1.1307	1.0485	0.9735
0.0001					
0.0002					
0.0003					
0.0004					
0.0005					
0.0006					
0.0007					
0.0008					
0.0009					
0.001					
0.002					
0.003					
0.004					
0.005					
0.006					
0.007					
0.008					
0.009					
0.01	1.3210	1.2212	1.1307	1.0485	
0.02	1.3207	1.2210	1.1306	1.0484	0.9735
0.03	1.3177	1.2195	1.1299	1.0481	0.9733
0.04	1.3094	1.2146	1.1270	1.0465	0.9724
0.05	1.2955	1.2052	1.1210	1.0426	0.9700

续表

u	$\frac{r}{B}$				
	0.95	1.0	1.5	2.0	2.5
	0.9049	0.8420	0.4276	0.2278	0.1249
0.0001					
0.0002					
0.0003					
0.0004					
0.0005					
0.0006					
0.0007					
0.0008					
0.0009					
0.001					
0.002					
0.003					
0.004					
0.005					
0.006					
0.007					
0.008					
0.009					
0.01					
0.02	0.9040				
0.03	0.9048	0.8420			
0.04	0.9044	0.8418			
0.05	0.9029	0.8409			

续表

u	$\frac{r}{B}$				
	0.70	0.75	0.80	0.85	0.90
0.06	1.2770	1.1919	1.1116	1.0362	0.9657
0.07	1.2551	1.1754	1.0993	1.0272	0.9593
0.08	1.2310	1.1564	1.0847	1.0161	0.9510
0.09	1.2054	1.1358	1.0682	1.0032	0.9411
0.1	1.1791	1.1140	1.0505	0.9890	0.9297
0.2	0.9284	0.8932	0.8575	0.8216	0.7857
0.3	0.7369	0.7154	0.6932	0.6706	0.6476
0.4	0.5943	0.5801	0.5653	0.5501	0.5345
0.5	0.4860	0.4761	0.4658	0.4550	0.4440
0.6	0.4018	0.3946	0.3871	0.3793	0.3712
0.7	0.3351	0.3287	0.3242	0.3183	0.3123
0.8	0.2815	0.2774	0.2732	0.2687	0.2641
0.9	0.2378	0.2347	0.2314	0.2280	0.2244
1.0	0.2020	0.1995	0.1970	0.1943	0.1914
2.0	0.0467	0.0463	0.0460	0.0456	0.0452
3.0	0.0126	0.0125	0.0125	0.0124	0.0123
4.0	0.0037	0.0037	0.0037	0.0036	0.0036
5.0	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011	0.0011
6.0	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004
7.0	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001
8.0	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000

续表

u	$\frac{r}{B}$				
	0.95	1.0	1.5	2.0	2.5
0.06	0.9001	0.8391			
0.07	0.8956	0.8360	0.4276		
0.08	0.8895	0.8316	0.4275		
0.09	0.8819	0.8259	0.4274		
0.1					
0.1	0.8730	0.8190	0.4271	0.2278	
0.2	0.7501	0.7148	0.4135	0.2268	0.1247
0.3	0.6244	0.6010	0.3812	0.2211	0.1240
0.4	0.5180	0.5024	0.3411	0.2096	0.1217
0.5	0.4326	0.4210	0.3007	0.1944	0.1174
0.6					
0.6	0.3629	0.3543	0.2639	0.1774	0.1112
0.7	0.3060	0.2996	0.2292	0.1602	0.1040
0.8	0.2592	0.2543	0.1994	0.1436	0.0961
0.9	0.2207	0.2168	0.1734	0.1281	0.0881
1.0					
1.0	0.1885	0.1855	0.1509	0.1139	0.0803
2.0	0.0448	0.0444	0.0394	0.0335	0.0271
3.0	0.0123	0.0122	0.0112	0.0100	0.0086
4.0	0.0036	0.0036	0.0034	0.0031	0.0027
5.0	0.0011	0.0011	0.0010	0.0010	0.0009
6.0					
6.0	0.0004	0.0004	0.0003	0.0003	0.0003
7.0	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001
8.0	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000

续表

B	r				
	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0
	0.0695	0.0392	0.0228	0.0128	0.0074
0.1					
0.2	0.0655				
0.3	0.0694				
0.4	0.0691	0.0392			
0.5	0.0681	0.0390	0.0225		
0.6	0.0664	0.0386	0.0222	0.0128	
0.7	0.0639	0.0379	0.0221	0.0127	
0.8	0.0607	0.0368	0.0218	0.0127	0.0074
0.9	0.0572	0.0354	0.0213	0.0125	0.0073
1.0	0.0534	0.0338	0.0207	0.0123	0.0073
2.0	0.0210	0.0156	0.0112	0.0077	0.0051
3.0	0.0071	0.0057	0.0045	0.0034	0.0025
4.0	0.0024	0.0020	0.0016	0.0013	0.0010
5.0	0.0008	0.0007	0.0006	0.0006	0.0004
6.0	0.0003	0.0002	0.0002	0.0002	0.0002
7.0	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001
8.0	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000

续表

a	$\frac{r}{B}$			
	6.0	7.0	8.0	9.0
	0.0025	0.0008	0.0003	0.0001
0.1				
0.2				
0.3				
0.4				
0.5				
0.6				
0.7				
0.8				
0.9				
1.0	0.0025			
2.0	0.0021	0.0008	0.0003	
3.0	0.0012	0.0006	0.0002	
4.0	0.0006	0.0003	0.0002	0.0001
5.0	0.0002	0.0001	0.0001	0.0000
6.0	0.0001	0.0001	0.0000	
7.0	0.0000	0.0000		
8.0	0.0000	0.0000		

函数 $F(\eta, \eta)$ 数值表

表附-3-5

η	η							
	1	2	3	4	5	6	10	20
0.005	4.73	8.8	10.7	12.7	14.3	15.6	18.8	20.7
0.01	4.04	6.72	8.64	10.0	11.1	11.9	13.4	13.9
0.02	3.35	5.38	6.69	7.55	8.13	8.47	8.97	9.03
0.04	2.68	4.09	4.87	5.28	5.5	5.61	5.7	5.7
0.1	1.82	2.53	2.79	2.87	2.88	2.9	2.9	2.9
0.2	1.22	1.53	1.6	1.61	1.61	1.61	1.61	1.61
0.4	0.702	0.789	0.85	0.851	0.851	0.851	0.851	0.851
1	0.219	0.223	0.223	0.223	0.223	0.223	0.223	0.223
2	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489	0.0489
4	0.00378	0.00378	0.00378	0.00378	0.00378	0.00378	0.00378	0.00378

函数 R_H^* 表

表附-3-6

$\frac{\sqrt{af}}{d}$	0.1	0.2	0.4	0.6	0.8	1.0	1.2	1.4
R_H^*	1.32	0.737	0.270	0.090	0.024	0.005	0.001	0.000

误差(机率)积分函数 $\phi(\alpha)$ 和余误差函数 $\text{erfc}(\alpha)$ 数值表

$$\phi(\alpha) = \frac{1}{\sqrt{\pi}} \int_0^{\alpha} e^{-t^2} dt, \text{erfc}(\alpha) = 1 - \phi(\alpha)$$

表附-3-7

α	$\phi(\alpha)$	$\text{erfc}(\alpha)$	α	$\phi(\alpha)$	$\text{erfc}(\alpha)$	α	$\phi(\alpha)$	$\text{erfc}(\alpha)$
0.00	0.00	1.000	0.41	0.438	0.562	0.81	0.748	0.252
0.01	0.011	0.989	0.42	0.448	0.552	0.82	0.754	0.246
0.02	0.023	0.977	0.43	0.457	0.543	0.83	0.760	0.240
0.03	0.034	0.966	0.44	0.466	0.534	0.84	0.765	0.235
0.04	0.045	0.955	0.45	0.476	0.524	0.85	0.771	0.229
0.05	0.056	0.944	0.46	0.485	0.515	0.86	0.776	0.224
0.06	0.067	0.933	0.47	0.494	0.506	0.87	0.781	0.219
0.07	0.079	0.921	0.48	0.503	0.497	0.88	0.787	0.213
0.08	0.090	0.910	0.49	0.512	0.488	0.89	0.792	0.208
0.09	0.101	0.899	0.50	0.520	0.480	0.90	0.797	0.203
0.10	0.113	0.887	0.51	0.529	0.471	0.91	0.802	0.198
0.11	0.124	0.876	0.52	0.538	0.462	0.92	0.807	0.193
0.12	0.135	0.865	0.53	0.547	0.453	0.93	0.812	0.188
0.13	0.146	0.854	0.54	0.555	0.445	0.94	0.816	0.184
0.14	0.157	0.843	0.55	0.563	0.437	0.95	0.821	0.179
0.15	0.168	0.832	0.56	0.572	0.428	0.96	0.825	0.175
0.16	0.171	0.829	0.57	0.580	0.420	0.97	0.830	0.170
0.17	0.190	0.810	0.58	0.588	0.412	0.98	0.834	0.166
0.18	0.201	0.799	0.59	0.596	0.404	0.99	0.839	0.161
0.19	0.211	0.789	0.60	0.604	0.396	1.00	0.843	0.157
0.20	0.223	0.777	0.61	0.612	0.388	1.05	0.862	0.138
0.21	0.234	0.766	0.62	0.619	0.381	1.10	0.880	0.120
0.22	0.244	0.756	0.63	0.627	0.373	1.15	0.897	0.104
0.23	0.255	0.745	0.64	0.635	0.365	1.20	0.910	0.090
0.24	0.266	0.734	0.65	0.642	0.358	1.25	0.923	0.077
0.25	0.276	0.724	0.66	0.649	0.351	1.30	0.934	0.066
0.26	0.287	0.713	0.67	0.657	0.343	1.35	0.944	0.056
0.27	0.297	0.703	0.68	0.664	0.336	1.40	0.952	0.048
0.28	0.308	0.692	0.69	0.671	0.329	1.45	0.960	0.040
0.29	0.318	0.682	0.70	0.678	0.322	1.50	0.964	0.036
0.30	0.328	0.671	0.71	0.685	0.315	1.60	0.976	0.024
0.31	0.339	0.661	0.72	0.691	0.309	1.70	0.984	0.016
0.32	0.349	0.651	0.73	0.699	0.302	1.80	0.989	0.011
0.33	0.359	0.641	0.74	0.705	0.295	1.90	0.993	0.007
0.34	0.369	0.631	0.75	0.711	0.289	2.00	0.9952	0.0048
0.35	0.379	0.621	0.76	0.718	0.282	2.10	0.997	0.003
0.36	0.389	0.611	0.77	0.724	0.276	2.20	0.9981	0.0019
0.37	0.399	0.601	0.78	0.730	0.270	2.30	0.99883	0.00117
0.38	0.409	0.591	0.79	0.736	0.264	2.40	0.9993	0.0007
0.39	0.419	0.581	0.80	0.742	0.258	2.50	0.99958	0.00042
0.40	0.428	0.572						

附3.2 地表防治水设计常用资料

皮尔逊Ⅲ型曲线的高均系数的P值表

表附-3-3

Cs	P(%)													Cs
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.0	2.88	2.71	2.58	2.35	2.05	1.51	1.28	0.84	0.00	-0.57	-1.28	-1.64	-2.33	0.0
0.1	3.00	2.82	2.67	2.40	2.11	1.67	1.29	0.84	-0.02	-0.58	-1.27	-1.62	-2.25	0.1
0.2	3.12	2.92	2.76	2.47	2.16	1.70	1.30	0.83	-0.03	-0.69	-1.26	-1.59	-2.16	0.2
0.3	3.24	3.03	2.86	2.54	2.21	1.73	1.31	0.82	-0.05	-0.70	-1.24	-1.55	-2.10	0.3
0.4	3.36	3.14	2.95	2.62	2.26	1.75	1.32	0.82	-0.07	-0.71	-1.23	-1.52	-2.03	0.4
0.5	3.48	3.25	3.04	2.69	2.31	1.77	1.32	0.81	-0.08	-0.71	-1.22	-1.49	-1.96	0.5
0.6	3.60	3.35	3.13	2.75	2.35	1.80	1.33	0.80	-0.10	-0.72	-1.20	-1.45	-1.88	0.6
0.7	3.72	3.45	3.22	2.82	2.40	1.82	1.33	0.79	-0.12	-0.72	-1.18	-1.42	-1.81	0.7
0.8	3.85	3.55	3.31	2.91	2.45	1.84	1.34	0.78	-0.13	-0.73	-1.17	-1.36	-1.74	0.8
0.9	3.97	3.65	3.40	2.96	2.50	1.86	1.34	0.77	-0.15	-0.73	-1.15	-1.35	-1.66	0.9
1.0	4.09	3.76	3.49	3.02	2.54	1.88	1.34	0.76	-0.16	-0.73	-1.13	-1.32	-1.59	1.0
1.1	4.20	3.86	3.58	3.09	2.58	1.89	1.34	0.74	-0.18	-0.74	-1.10	-1.28	-1.62	1.1
1.2	4.32	3.95	3.66	3.15	2.62	1.91	1.34	0.73	-0.19	-0.74	-1.08	-1.24	-1.45	1.2
1.3	4.44	4.05	3.74	3.21	2.67	1.92	1.34	0.72	-0.21	-0.74	-1.06	-1.20	-1.38	1.3
1.4	4.56	4.15	3.83	3.27	2.71	1.94	1.33	0.71	-0.22	-0.73	-1.04	-1.17	-1.32	1.4
1.5	4.68	4.24	3.91	3.33	2.74	1.95	1.33	0.69	-0.24	-0.73	-1.02	-1.16	-1.26	1.5
1.6	4.80	4.34	3.99	3.39	2.78	1.96	1.33	0.68	-0.25	-0.73	-0.99	-1.19	-1.20	1.6
1.7	4.91	4.43	4.07	3.44	2.82	1.97	1.32	0.66	-0.27	-0.72	-0.97	-1.06	-1.14	1.7
1.8	5.01	4.52	4.15	3.50	2.85	1.98	1.32	0.64	-0.28	-0.72	-0.94	-1.02	-1.09	1.8
1.9	5.12	4.61	4.23	3.55	2.88	1.99	1.31	0.63	-0.29	-0.72	-0.92	-0.98	-1.04	1.9

续表

C _s	P(%)												C _s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	99	
2.0	5.22	4.70	4.30	3.61	2.91	2.00	1.30	0.61	-0.31	-0.71	-0.895	-0.989	2.0
2.1	5.33	4.79	4.37	3.66	2.93	2.00	1.29	0.59	-0.32	-0.71	-0.869	-0.945	2.1
2.2	5.43	4.88	4.44	3.71	2.96	2.00	1.28	0.57	-0.33	-0.70	-0.844	-0.905	2.2
2.3	5.53	4.97	4.51	3.76	2.99	2.00	1.27	0.55	-0.34	-0.69	-0.820	-0.887	2.3
2.4	5.63	5.05	4.58	3.81	3.02	2.01	1.26	0.54	-0.35	-0.68	-0.795	-0.851	2.4
2.5	5.73	5.13	4.65	3.85	3.04	2.01	1.25	0.52	-0.36	-0.67	-0.772	-0.800	2.5
2.6	5.82	5.20	4.72	3.89	3.06	2.01	1.23	0.50	-0.37	-0.66	-0.748	-0.769	2.6
2.7	5.92	5.28	4.78	3.93	3.09	2.01	1.22	0.48	-0.37	-0.65	-0.728	-0.740	2.7
2.8	6.01	5.36	4.84	3.97	3.11	2.01	1.21	0.46	-0.38	-0.64	-0.702	-0.714	2.8
2.9	6.10	5.44	4.90	4.01	3.13	2.01	1.20	0.44	-0.39	-0.63	-0.680	-0.690	2.9
3.0	6.20	5.51	4.96	4.05	3.15	2.00	1.18	0.42	-0.39	-0.62	-0.658	-0.667	3.0
3.1	6.30	5.59	5.02	4.08	3.17	2.00	1.16	0.40	-0.40	-0.60	-0.639	-0.644	3.1
3.2	6.39	5.66	5.08	4.12	3.19	2.00	1.14	0.38	-0.40	-0.59	-0.621	-0.625	3.2
3.3	6.48	5.74	5.14	4.15	3.21	1.99	1.12	0.36	-0.40	-0.58	-0.604	-0.608	3.3
3.4	6.56	5.80	5.20	4.18	3.22	1.98	1.11	0.34	-0.41	-0.57	-0.587	-0.588	3.4
3.5	6.65	5.86	5.25	4.22	3.23	1.97	1.09	0.32	-0.41	-0.55	-0.570	-0.571	3.5
3.6	6.73	5.93	5.30	4.25	3.24	1.96	1.08	0.30	-0.41	-0.54	-0.555	-0.558	3.6
3.7	6.81	5.99	5.35	4.28	3.25	1.95	1.06	0.28	-0.42	-0.53	-0.540	-0.541	3.7
3.8	6.89	6.05	5.40	4.31	3.26	1.94	1.04	0.26	-0.42	-0.52	-0.526	-0.526	3.8
3.9	6.97	6.11	5.45	4.34	3.27	1.93	1.02	0.24	-0.41	-0.506	-0.513	-0.513	3.9
4.0	7.05	6.18	5.50	4.37	3.27	1.92	1.00	0.23	-0.41	-0.495	-0.500	-0.500	4.0
4.1	7.13	6.24	5.54	4.39	3.28	1.91	0.98	0.21	-0.41	-0.484	-0.488	-0.488	4.1
4.2	7.21	6.30	5.59	4.41	3.29	1.90	0.96	0.19	-0.41	-0.473	-0.476	-0.476	4.2
4.3	7.29	6.36	5.63	4.44	3.29	1.88	0.94	0.17	-0.41	-0.462	-0.465	-0.465	4.3
4.4	7.36	6.41	5.68	4.46	3.30	1.87	0.92	0.16	-0.40	-0.453	-0.455	-0.455	4.4

续表

Cs	P(%)													Cs
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
4.5	7.45	6.46	5.72	4.48	3.30	1.85	0.90	0.14	-0.40	-0.444	-0.444	-0.448	-0.444	-0.444
4.6	7.50	6.52	5.76	4.50	3.30	1.84	0.88	0.13	-0.40	-0.435	-0.435	-0.438	-0.435	-0.435
4.7	7.57	6.57	5.80	4.52	3.30	1.82	0.86	0.11	-0.39	-0.426	-0.426	-0.426	-0.426	-0.426
4.8	7.64	6.63	5.84	4.54	3.30	1.80	0.84	0.09	-0.39	-0.417	-0.417	-0.417	-0.417	-0.417
4.9	7.70	6.68	5.88	4.55	3.30	1.78	0.82	0.08	-0.38	-0.408	-0.408	-0.408	-0.408	-0.408
5.0	7.77	6.73	5.92	4.57	3.30	1.77	0.80	0.06	-0.379	-0.400	-0.400	-0.400	-0.400	-0.400
5.1	7.84	6.78	5.95	4.58	3.30	1.75	0.78	0.05	-0.374	-0.392	-0.392	-0.392	-0.392	-0.392
5.2	7.90	6.83	5.99	4.59	3.30	1.73	0.76	0.03	-0.369	-0.385	-0.385	-0.385	-0.385	-0.385
5.3	7.96	6.87	6.02	4.60	3.30	1.72	0.74	0.02	-0.363	-0.377	-0.377	-0.377	-0.377	-0.377
5.4	8.02	6.91	6.05	4.62	3.29	1.70	0.72	0.00	-0.358	-0.370	-0.370	-0.370	-0.370	-0.370
5.5	8.08	6.96	6.08	4.63	3.28	1.68	0.70	-0.01	-0.353	-0.364	-0.364	-0.364	-0.364	-0.364
5.6	8.14	7.00	6.11	4.64	3.28	1.66	0.67	-0.03	-0.349	-0.357	-0.357	-0.357	-0.357	-0.357
5.7	8.21	7.04	6.14	4.65	3.27	1.65	0.65	-0.04	-0.344	-0.351	-0.351	-0.351	-0.351	-0.351
5.8	8.27	7.08	6.17	4.67	3.27	1.63	0.63	-0.05	-0.339	-0.345	-0.345	-0.345	-0.345	-0.345
5.9	8.32	7.12	6.20	4.68	3.26	1.61	0.61	-0.06	-0.334	-0.339	-0.339	-0.339	-0.339	-0.339
6.0	8.38	7.15	6.23	4.68	3.25	1.59	0.59	-0.07	-0.329	-0.333	-0.333	-0.333	-0.333	-0.333
6.1	8.43	7.19	6.26	4.69	3.24	1.57	0.57	-0.08	-0.325	-0.328	-0.328	-0.328	-0.328	-0.328
6.2	8.49	7.23	6.28	4.70	3.23	1.55	0.55	-0.09	-0.320	-0.323	-0.323	-0.323	-0.323	-0.323
6.3	8.54	7.26	6.30	4.70	3.22	1.53	0.53	-0.10	-0.315	-0.317	-0.317	-0.317	-0.317	-0.317
6.4	8.60	7.30	6.32	4.71	3.21	1.51	0.51	-0.11	-0.311	-0.313	-0.313	-0.313	-0.313	-0.313

附录-3-8

皮尔逊Ⅲ型曲线的模比系数Kp值表(1) $C_s = 2C_u$

C _u	P(%)													C _s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.05	1.15	1.14	1.13	1.12	1.11	1.08	1.06	1.04	1.00	0.97	0.94	0.92	0.89	0.10
0.06	1.19	1.17	1.16	1.14	1.13	1.10	1.08	1.05	1.00	0.96	0.92	0.90	0.87	0.12
0.07	1.22	1.20	1.19	1.17	1.15	1.12	1.09	1.06	1.00	0.95	0.91	0.89	0.85	0.14
0.08	1.25	1.23	1.22	1.20	1.17	1.14	1.10	1.07	1.00	0.94	0.90	0.87	0.82	0.16
0.09	1.28	1.26	1.24	1.22	1.19	1.15	1.12	1.07	1.00	0.94	0.89	0.86	0.80	0.18
0.10	1.31	1.29	1.27	1.25	1.21	1.17	1.13	1.08	1.00	0.93	0.87	0.84	0.78	0.20
0.11	1.35	1.33	1.30	1.27	1.24	1.19	1.14	1.09	1.00	0.92	0.86	0.83	0.76	0.22
0.12	1.38	1.36	1.34	1.30	1.26	1.21	1.16	1.10	1.00	0.92	0.85	0.81	0.74	0.24
0.13	1.42	1.39	1.37	1.33	1.29	1.22	1.17	1.11	0.99	0.91	0.84	0.80	0.73	0.26
0.14	1.45	1.42	1.40	1.36	1.31	1.24	1.18	1.12	0.99	0.90	0.83	0.78	0.71	0.28
0.15	1.48	1.46	1.43	1.38	1.33	1.26	1.20	1.12	0.99	0.90	0.81	0.77	0.69	0.30
0.16	1.52	1.49	1.46	1.41	1.35	1.28	1.21	1.13	0.99	0.89	0.80	0.75	0.67	0.32
0.17	1.56	1.53	1.49	1.44	1.38	1.30	1.22	1.14	0.99	0.88	0.79	0.74	0.65	0.34
0.18	1.60	1.56	1.52	1.47	1.40	1.31	1.24	1.15	0.99	0.88	0.78	0.72	0.63	0.36
0.19	1.63	1.59	1.56	1.49	1.43	1.33	1.25	1.16	0.99	0.87	0.77	0.71	0.61	0.38
0.20	1.67	1.63	1.59	1.52	1.45	1.35	1.26	1.16	0.99	0.86	0.75	0.70	0.59	0.40
0.21	1.71	1.67	1.62	1.55	1.48	1.37	1.28	1.17	0.98	0.85	0.74	0.68	0.58	0.42
0.22	1.75	1.70	1.66	1.58	1.50	1.39	1.29	1.18	0.98	0.84	0.73	0.67	0.56	0.44
0.23	1.79	1.74	1.69	1.61	1.53	1.41	1.30	1.19	0.98	0.84	0.72	0.66	0.55	0.46
0.24	1.83	1.77	1.73	1.64	1.55	1.43	1.32	1.19	0.98	0.83	0.71	0.64	0.53	0.48
0.25	1.87	1.81	1.77	1.67	1.58	1.45	1.33	1.20	0.98	0.82	0.70	0.63	0.52	0.50
0.26	1.91	1.85	1.80	1.70	1.60	1.46	1.34	1.21	0.98	0.82	0.69	0.62	0.50	0.52
0.27	1.95	1.89	1.84	1.73	1.63	1.48	1.35	1.21	0.98	0.80	0.67	0.61	0.48	0.54
0.28	2.00	1.93	1.87	1.76	1.66	1.50	1.37	1.22	0.97	0.79	0.66	0.59	0.47	0.56
0.29	2.04	1.97	1.90	1.80	1.69	1.52	1.39	1.23	0.97	0.79	0.65	0.58	0.45	0.58

续表

Cu	P(%)													Cs
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.30	2.08	2.01	1.94	1.83	1.71	1.54	1.40	1.24	0.97	0.78	0.64	0.56	0.44	0.60
0.31	2.13	2.05	1.98	1.86	1.74	1.56	1.41	1.25	0.97	0.78	0.63	0.55	0.43	0.62
0.32	2.17	2.09	2.01	1.90	1.76	1.58	1.43	1.26	0.97	0.77	0.62	0.54	0.41	0.64
0.33	2.22	2.12	2.05	1.93	1.79	1.60	1.44	1.26	0.96	0.76	0.61	0.53	0.40	0.66
0.34	2.26	2.17	2.09	1.96	1.81	1.62	1.45	1.27	0.96	0.75	0.60	0.52	0.38	0.68
0.35	2.31	2.22	2.13	2.00	1.84	1.64	1.47	1.28	0.96	0.75	0.59	0.51	0.37	0.70
0.36	2.36	2.24	2.17	2.03	1.88	1.66	1.48	1.28	0.96	0.74	0.58	0.50	0.36	0.72
0.37	2.40	2.30	2.21	2.06	1.89	1.68	1.50	1.29	0.96	0.73	0.56	0.48	0.34	0.74
0.38	2.45	2.34	2.24	2.09	1.92	1.70	1.51	1.30	0.95	0.73	0.55	0.47	0.33	0.76
0.39	2.49	2.38	2.28	2.13	1.95	1.72	1.52	1.31	0.95	0.72	0.54	0.46	0.31	0.78
0.40	2.54	2.42	2.32	2.16	1.98	1.74	1.54	1.31	0.95	0.71	0.53	0.45	0.30	0.80
0.41	2.59	2.47	2.37	2.19	2.01	1.76	1.55	1.32	0.95	0.70	0.52	0.44	0.29	0.82
0.42	2.64	2.51	2.40	2.23	2.04	1.78	1.56	1.32	0.95	0.69	0.51	0.43	0.28	0.84
0.43	2.69	2.56	2.45	2.26	2.07	1.80	1.58	1.33	0.94	0.68	0.50	0.42	0.28	0.86
0.44	2.74	2.60	2.49	2.30	2.10	1.82	1.59	1.34	0.94	0.68	0.49	0.41	0.26	0.88
0.45	2.80	2.65	2.53	2.33	2.13	1.84	1.60	1.35	0.93	0.67	0.46	0.40	0.26	0.90
0.46	2.85	2.70	2.57	2.37	2.15	1.86	1.62	1.35	0.93	0.66	0.47	0.38	0.24	0.92
0.47	2.90	2.74	2.61	2.40	2.18	1.88	1.63	1.36	0.92	0.66	0.47	0.37	0.24	0.94
0.48	2.95	2.79	2.65	2.44	2.21	1.90	1.64	1.36	0.92	0.65	0.46	0.36	0.23	0.96
0.49	3.00	2.83	2.69	2.48	2.24	1.92	1.66	1.37	0.92	0.65	0.45	0.35	0.22	0.98
0.50	3.05	2.88	2.74	2.51	2.27	1.94	1.67	1.38	0.92	0.64	0.44	0.34	0.21	1.00
0.52	3.16	2.98	2.83	2.59	2.33	1.98	1.70	1.39	0.91	0.62	0.42	0.32	0.19	1.04
0.54	3.27	3.08	2.94	2.66	2.39	2.02	1.72	1.40	0.90	0.60	0.40	0.31	0.18	1.08
0.55	3.32	3.12	2.97	2.70	2.42	2.04	1.74	1.41	0.90	0.59	0.40	0.30	0.16	1.10
0.56	3.37	3.16	3.01	2.74	2.45	2.06	1.75	1.41	0.89	0.58	0.39	0.29	0.14	1.12
0.58	3.48	3.28	3.10	2.81	2.51	2.10	1.78	1.43	0.89	0.57	0.37	0.27	0.13	1.16

续表

C_v	$P(\%)$													C_s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.60	3.59	3.37	3.20	2.89	2.57	2.15	1.80	1.44	0.89	0.56	0.35	0.26	0.13	1.20
0.62	3.71	3.48	3.30	2.97	2.63	2.19	1.83	1.45	0.88	0.55	0.34	0.24	0.12	1.24
0.64	3.83	3.59	3.39	3.05	2.70	2.23	1.86	1.46	0.87	0.54	0.32	0.23	0.11	1.28
0.65	3.89	3.64	3.44	3.09	2.74	2.25	1.87	1.47	0.87	0.52	0.31	0.22	0.10	1.30
0.66	3.95	3.70	3.49	3.13	2.76	2.27	1.88	1.47	0.86	0.51	0.30	0.21	0.10	1.32
0.68	4.07	3.80	3.58	3.21	2.83	2.32	1.91	1.48	0.85	0.50	0.29	0.20	0.09	1.36
0.70	4.19	3.91	3.68	3.29	2.90	2.36	1.94	1.50	0.85	0.49	0.27	0.18	0.08	1.40
0.72	4.32	4.02	3.78	3.38	2.96	2.40	1.96	1.51	0.84	0.48	0.26	0.17	0.07	1.44
0.74	4.45	4.13	3.88	3.46	3.02	2.44	1.99	1.52	0.83	0.47	0.25	0.16	0.06	1.48
0.75	4.52	4.19	3.93	3.50	3.06	2.46	2.00	1.52	0.82	0.46	0.24	0.15	0.06	1.50
0.76	4.58	4.25	3.98	3.54	3.09	2.48	2.01	1.53	0.81	0.44	0.23	0.14	0.05	1.52
0.78	4.71	4.36	4.08	3.63	3.16	2.53	2.04	1.54	0.80	0.43	0.22	0.13	0.05	1.56
0.80	4.84	4.49	4.19	3.71	3.22	2.57	2.06	1.54	0.80	0.42	0.21	0.12	0.04	1.60
0.82	4.97	4.59	4.29	3.80	3.29	2.61	2.09	1.55	0.79	0.41	0.20	0.11	0.04	1.64
0.84	5.11	4.71	4.40	3.89	3.36	2.65	2.11	1.56	0.78	0.40	0.19	0.10	0.03	1.68
0.85	5.17	4.77	4.46	3.93	3.39	2.68	2.12	1.56	0.77	0.39	0.18	0.10	0.03	1.70
0.86	5.24	4.83	4.50	3.97	3.42	2.70	2.14	1.56	0.76	0.37	0.17	0.09	0.03	1.72
0.88	5.38	4.95	4.62	4.06	3.49	2.74	2.16	1.57	0.75	0.36	0.16	0.08	0.02	1.76
0.90	5.51	5.07	4.74	4.15	3.56	2.78	2.19	1.58	0.75	0.35	0.15	0.08	0.02	1.80
0.92	5.65	5.20	4.85	4.24	3.63	2.82	2.21	1.58	0.74	0.34	0.14	0.08	0.02	1.84
0.94	5.79	5.32	4.96	4.33	3.70	2.87	2.23	1.59	0.73	0.33	0.13	0.07	0.01	1.88
0.95	5.86	5.38	5.02	4.38	3.74	2.89	2.25	1.60	0.72	0.31	0.13	0.07	0.01	1.90
0.96	5.94	5.44	5.07	4.43	3.77	2.91	2.26	1.60	0.70	0.30	0.12	0.06	0.01	1.92
0.98	6.08	5.57	5.18	4.52	3.84	2.95	2.28	1.60	0.69	0.30	0.12	0.06	0.01	1.96

续表

C _p	P(%)													C _s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
1.00	6.22	5.70	5.30	4.81	3.91	3.00	2.30	1.81	0.89	0.29	0.11	0.05	0.01	2.08
1.08	6.37	5.83	5.42	4.70	3.98	3.04	2.32	1.82	0.88	0.28	0.10	0.05	0.01	2.04
1.04	6.52	5.97	5.53	4.80	4.05	3.08	2.34	1.82	0.87	0.27	0.09	0.04	0.01	2.08
1.05	6.59	6.03	5.59	4.84	4.08	3.10	2.35	1.82	0.86	0.26	0.09	0.04	0.01	2.10
1.06	6.67	6.10	5.65	4.89	4.12	3.12	2.36	1.83	0.85	0.25	0.08	0.03	0.01	2.12
1.08	6.82	6.24	5.78	4.99	4.19	3.16	2.39	1.83	0.84	0.24	0.07	0.03	0.01	2.16
1.10	6.97	6.37	5.88	5.08	4.26	3.20	2.41	1.83	0.84	0.23	0.07	0.03	0.01	2.20
1.12	7.13	6.51	6.00	5.18	4.35	3.24	2.43	1.84	0.83	0.22	0.07	0.02	0.00	2.24
1.14	7.29	6.65	6.13	5.28	4.40	3.28	2.45	1.83	0.82	0.21	0.06	0.02	0.00	2.28
1.15	7.36	6.71	6.19	5.32	4.44	3.30	2.46	1.84	0.81	0.21	0.06	0.02	0.00	2.30
1.16	7.44	6.78	6.25	5.37	4.48	3.33	2.47	1.84	0.80	0.21	0.06	0.02	0.00	2.32
1.18	7.60	6.92	6.38	5.47	4.55	3.37	2.49	1.84	0.80	0.20	0.05	0.02	0.00	2.36
1.20	7.76	7.08	6.50	5.57	4.62	3.41	2.51	1.85	0.80	0.18	0.05	0.02	0.00	2.40
1.22	7.92	7.20	6.63	5.67	4.69	3.45	2.53	1.85	0.80	0.17	0.04	0.02	0.00	2.44
1.24	8.08	7.34	6.70	5.76	4.76	3.49	2.55	1.85	0.80	0.16	0.04	0.01	0.00	2.48
1.25	8.16	7.41	6.82	5.81	4.80	3.51	2.56	1.85	0.80	0.16	0.04	0.01	0.00	2.50
1.26	8.25	7.48	6.89	5.86	4.84	3.53	2.56	1.85	0.80	0.15	0.03	0.01	0.00	2.52
1.28	8.41	7.62	7.02	5.96	4.91	3.57	2.58	1.85	0.80	0.15	0.03	0.01	0.00	2.56
1.30	8.57	7.76	7.14	6.06	4.98	3.61	2.60	1.85	0.80	0.14	0.03	0.01	0.00	2.60
1.32	8.74	7.89	7.27	6.16	5.05	3.65	2.62	1.85	0.80	0.13	0.03	0.01	0.00	2.64
1.34	8.91	8.04	7.40	6.26	5.13	3.69	2.64	1.85	0.80	0.13	0.02	0.01	0.00	2.68
1.35	8.99	8.13	7.46	6.31	5.16	3.71	2.65	1.85	0.80	0.12	0.02	0.01	0.00	2.70
1.36	9.07	8.19	7.52	6.36	5.20	3.73	2.66	1.85	0.80	0.12	0.02	0.01	0.00	2.72
1.38	9.24	8.34	7.65	6.46	5.28	3.77	2.68	1.84	0.80	0.11	0.02	0.01	0.00	2.76

续表

Cv	P(%)													Cs
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
1.40	9.41	8.50	7.78	6.56	5.35	3.81	2.69	1.64	0.47	0.10	0.02	0.01	0.00	2.80
1.42	9.59	8.64	7.91	6.66	5.43	3.85	2.71	1.64	0.46	0.10	0.02	0.01	0.00	2.84
1.44	9.77	8.79	8.04	6.77	5.50	3.89	2.72	1.64	0.45	0.09	0.01	0.00	0.00	2.88
1.45	9.85	8.89	8.11	6.82	5.54	3.91	2.73	1.64	0.44	0.09	0.01	0.00	0.00	2.90
1.46	9.94	8.95	8.18	6.87	5.58	3.92	2.74	1.63	0.44	0.08	0.01	0.00	0.00	2.92
1.48	10.12	9.10	8.31	6.98	5.65	3.96	2.75	1.63	0.43	0.07	0.01	0.00	0.00	2.96
1.50	10.30	9.27	8.44	7.08	5.73	4.00	2.77	1.63	0.42	0.07	0.01	0.00	0.00	3.00
1.55	10.76	9.66	8.78	7.33	5.91	4.10	2.80	1.62	0.38	0.07	0.01	0.00	0.00	3.10
1.60	11.22	10.06	9.13	7.59	6.10	4.19	2.82	1.61	0.36	0.06	0.01	0.00	0.00	3.20
1.65	11.68	10.46	9.48	7.85	6.29	4.28	2.85	1.59	0.34	0.05	0.00	0.00	0.00	3.30
1.70	12.16	10.86	9.84	8.11	6.47	4.37	2.88	1.58	0.31	0.04	0.00	0.00	0.00	3.40
1.75	12.63	11.26	10.19	8.38	6.65	4.45	2.91	1.56	0.28	0.03	0.00	0.00	0.00	3.50
1.80	13.01	11.67	10.54	8.65	6.83	4.53	2.94	1.54	0.25	0.03	0.00	0.00	0.00	3.60
1.85	13.50	12.08	10.90	8.92	7.01	4.61	2.96	1.52	0.22	0.02	0.00	0.00	0.00	3.70
1.90	14.09	12.50	11.26	9.19	7.19	4.69	2.98	1.50	0.20	0.01	0.00	0.00	0.00	3.80
1.95	14.59	12.92	11.63	9.46	7.37	4.76	2.99	1.48	0.19	0.01	0.00	0.00	0.00	3.90
2.00	15.10	13.36	12.00	9.74	7.54	4.84	3.00	1.45	0.18	0.01	0.00	0.00	0.00	4.00

续表

(2) $C_s = 2.5C_u$

C_u	$P(\%)$										C_s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	
0.05	1.15	1.14	1.14	1.12	1.11	1.08	1.07	1.04	1.00	0.97	0.89
0.06	1.19	1.17	1.16	1.15	1.13	1.10	1.08	1.05	1.00	0.96	0.87
0.07	1.22	1.20	1.19	1.17	1.15	1.12	1.09	1.06	1.00	0.95	0.85
0.08	1.25	1.23	1.22	1.20	1.17	1.14	1.10	1.07	1.00	0.94	0.83
0.09	1.28	1.26	1.25	1.22	1.20	1.16	1.12	1.08	1.00	0.94	0.81
0.10	1.31	1.29	1.28	1.25	1.22	1.17	1.13	1.08	1.00	0.93	0.79
0.11	1.35	1.33	1.31	1.28	1.25	1.19	1.14	1.09	1.00	0.92	0.77
0.12	1.39	1.36	1.34	1.30	1.27	1.21	1.16	1.10	0.99	0.92	0.75
0.13	1.43	1.40	1.38	1.33	1.29	1.22	1.17	1.11	0.99	0.91	0.74
0.14	1.47	1.43	1.41	1.36	1.31	1.24	1.18	1.11	0.98	0.89	0.73
0.15	1.50	1.47	1.44	1.39	1.34	1.26	1.20	1.12	0.99	0.89	0.70
0.16	1.54	1.51	1.47	1.42	1.36	1.28	1.21	1.13	0.99	0.89	0.68
0.17	1.58	1.54	1.51	1.45	1.39	1.30	1.22	1.14	0.98	0.88	0.66
0.18	1.62	1.58	1.54	1.48	1.41	1.32	1.24	1.15	0.99	0.87	0.65
0.19	1.66	1.61	1.58	1.51	1.44	1.34	1.25	1.16	0.99	0.86	0.63
0.20	1.70	1.65	1.61	1.54	1.46	1.35	1.26	1.18	0.98	0.86	0.61
0.21	1.74	1.69	1.65	1.57	1.49	1.37	1.28	1.17	0.98	0.85	0.60
0.22	1.79	1.73	1.68	1.60	1.51	1.39	1.29	1.18	0.98	0.84	0.59
0.23	1.83	1.77	1.72	1.63	1.54	1.41	1.31	1.19	0.98	0.84	0.57
0.24	1.88	1.81	1.75	1.67	1.57	1.43	1.32	1.19	0.98	0.83	0.55
0.25	1.92	1.85	1.79	1.70	1.60	1.46	1.33	1.20	0.97	0.82	0.54
0.26	1.96	1.89	1.83	1.73	1.62	1.47	1.35	1.21	0.97	0.81	0.53
0.27	2.01	1.93	1.87	1.76	1.65	1.49	1.36	1.21	0.97	0.80	0.51
0.28	2.05	1.97	1.90	1.80	1.68	1.51	1.37	1.22	0.97	0.80	0.50
0.29	2.10	2.01	1.94	1.83	1.70	1.53	1.39	1.23	0.97	0.79	0.48

续表

C_u	$P(\%)$													C_s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.30	2.14	2.05	1.98	1.86	1.73	1.55	1.40	1.24	0.98	0.78	0.65	0.53	0.47	0.75
0.31	2.10	2.00	1.93	1.80	1.67	1.50	1.41	1.24	0.96	0.77	0.64	0.52	0.46	0.73
0.32	2.06	1.96	1.89	1.76	1.63	1.45	1.43	1.25	0.98	0.76	0.63	0.56	0.44	0.80
0.33	2.02	1.92	1.85	1.72	1.59	1.41	1.44	1.26	0.98	0.76	0.62	0.55	0.43	0.82
0.34	2.04	1.94	1.87	1.74	1.61	1.43	1.46	1.28	0.95	0.75	0.61	0.54	0.42	0.86
0.35	2.09	1.99	1.92	1.79	1.66	1.48	1.47	1.27	0.95	0.75	0.60	0.53	0.41	0.88
0.36	2.44	2.31	2.23	2.07	1.90	1.67	1.48	1.28	0.95	0.74	0.59	0.51	0.40	0.80
0.37	2.49	2.36	2.27	2.10	1.93	1.69	1.49	1.28	0.94	0.73	0.58	0.50	0.39	0.92
0.38	2.54	2.41	2.32	2.14	1.96	1.71	1.51	1.29	0.94	0.73	0.57	0.49	0.38	0.85
0.39	2.58	2.46	2.36	2.17	1.99	1.73	1.52	1.30	0.84	0.72	0.56	0.48	0.37	0.83
0.40	2.64	2.50	2.40	2.21	2.02	1.75	1.54	1.30	0.94	0.71	0.55	0.47	0.36	1.00
0.41	2.69	2.55	2.44	2.25	2.05	1.77	1.55	1.31	0.93	0.70	0.54	0.46	0.35	1.02
0.42	2.75	2.60	2.48	2.28	2.08	1.79	1.56	1.32	0.93	0.69	0.53	0.45	0.34	1.05
0.43	2.80	2.65	2.53	2.32	2.11	1.81	1.58	1.32	0.93	0.69	0.53	0.45	0.34	1.08
0.44	2.86	2.70	2.57	2.36	2.14	1.83	1.59	1.33	0.92	0.68	0.52	0.44	0.33	1.10
0.45	2.91	2.75	2.62	2.40	2.19	1.85	1.60	1.33	0.92	0.67	0.51	0.43	0.32	1.12
0.46	2.97	2.80	2.67	2.44	2.20	1.87	1.62	1.34	0.92	0.66	0.50	0.42	0.32	1.15
0.47	3.02	2.85	2.72	2.47	2.23	1.90	1.63	1.34	0.91	0.65	0.49	0.41	0.31	1.18
0.48	3.08	2.90	2.76	2.51	2.26	1.92	1.64	1.35	0.91	0.65	0.49	0.40	0.30	1.20
0.49	3.13	2.95	2.81	2.55	2.29	1.94	1.66	1.36	0.90	0.64	0.48	0.40	0.30	1.22
0.50	3.19	3.00	2.85	2.59	2.32	1.96	1.67	1.36	0.90	0.63	0.47	0.39	0.29	1.25
0.52	3.31	3.11	2.95	2.67	2.38	2.00	1.70	1.37	0.89	0.62	0.45	0.38	0.28	1.30
0.54	3.44	3.22	3.05	2.75	2.45	2.04	1.72	1.38	0.88	0.61	0.44	0.36	0.27	1.35
0.55	3.50	3.27	3.10	2.79	2.48	2.07	1.73	1.39	0.88	0.60	0.43	0.35	0.26	1.38
0.56	3.56	3.32	3.15	2.83	2.51	2.09	1.75	1.40	0.87	0.59	0.42	0.34	0.26	1.40
0.58	3.60	3.43	3.25	2.92	2.58	2.13	1.78	1.41	0.87	0.58	0.41	0.33	0.25	1.45

续表

表

C _u	P(%)													C _s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	91	95	99	
0.60	3.81	3.54	3.35	3.00	2.64	2.17	1.80	1.42	0.86	0.56	0.39	0.32	0.24	1.50
0.62	3.94	3.66	3.46	3.08	2.71	2.21	1.83	1.43	0.85	0.55	0.38	0.31	0.24	1.55
0.64	4.07	3.78	3.56	3.17	2.78	2.25	1.85	1.44	0.84	0.54	0.37	0.30	0.24	1.60
0.65	4.14	3.83	3.61	3.21	2.81	2.27	1.86	1.44	0.83	0.53	0.36	0.30	0.23	1.62
0.66	4.21	3.89	3.67	3.26	2.85	2.29	1.87	1.44	0.83	0.52	0.35	0.29	0.23	1.65
0.68	4.34	4.01	3.77	3.34	2.92	2.34	1.90	1.45	0.82	0.51	0.34	0.28	0.23	1.70
0.70	4.47	4.13	3.88	3.43	2.98	2.39	1.92	1.46	0.81	0.50	0.33	0.27	0.22	1.75
0.72	4.61	4.26	3.99	3.52	3.05	2.43	1.94	1.46	0.80	0.49	0.32	0.27	0.22	1.80
0.74	4.75	4.38	4.10	3.61	3.12	2.47	1.97	1.47	0.79	0.47	0.31	0.26	0.22	1.85
0.75	4.82	4.44	4.16	3.66	3.15	2.49	1.98	1.47	0.78	0.46	0.31	0.26	0.21	1.88
0.76	4.90	4.51	4.22	3.71	3.19	2.51	1.99	1.48	0.78	0.45	0.30	0.25	0.21	1.90
0.78	5.04	4.63	4.33	3.80	3.26	2.56	2.02	1.48	0.76	0.44	0.30	0.25	0.21	1.95
0.80	5.18	4.76	4.44	3.89	3.33	2.60	2.04	1.49	0.75	0.43	0.28	0.24	0.21	2.00
0.82	5.33	4.89	4.56	3.98	3.40	2.64	2.06	1.49	0.74	0.42	0.28	0.23	0.21	2.05
0.84	5.48	5.03	4.68	4.08	3.47	2.68	2.08	1.49	0.73	0.41	0.27	0.23	0.21	2.10
0.85	5.55	5.09	4.73	4.12	3.50	2.70	2.10	1.50	0.72	0.40	0.27	0.23	0.21	2.12
0.86	5.63	5.16	4.79	4.17	3.54	2.72	2.11	1.50	0.72	0.39	0.26	0.23	0.20	2.15
0.88	5.78	5.30	4.91	4.27	3.61	2.76	2.13	1.50	0.71	0.38	0.26	0.23	0.20	2.20
0.90	5.93	5.43	5.03	4.36	3.68	2.80	2.15	1.50	0.70	0.37	0.25	0.22	0.20	2.25
0.92	6.09	5.57	5.15	4.46	3.75	2.84	2.17	1.51	0.69	0.36	0.25	0.22	0.20	2.30
0.94	6.25	5.71	5.28	4.56	3.82	2.88	2.19	1.51	0.68	0.35	0.24	0.22	0.20	2.35
0.95	6.33	5.78	5.34	4.61	3.86	2.90	2.20	1.51	0.67	0.35	0.24	0.21	0.20	2.38
0.96	6.41	5.85	5.40	4.65	3.90	2.93	2.21	1.52	0.66	0.35	0.24	0.21	0.20	2.40
0.98	6.57	5.99	5.53	4.75	3.97	2.97	2.23	1.52	0.65	0.34	0.23	0.21	0.20	2.45

续表

Cv	P(%)													Cs
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	30	75	90	95	99	
1.00	6.73	6.13	5.65	4.85	4.04	3.01	2.25	1.52	0.64	0.33	0.23	0.21	0.20	2.50
1.02	6.90	6.27	5.78	4.95	4.11	3.05	2.27	1.52	0.63	0.32	0.22	0.20	0.20	2.45
1.04	7.06	6.42	5.91	5.05	4.19	3.09	2.29	1.52	0.62	0.31	0.22	0.20	0.20	2.60
1.05	7.14	6.49	5.97	5.10	4.22	3.11	2.29	1.52	0.61	0.31	0.22	0.20	0.20	2.62
1.06	7.23	6.56	6.03	5.15	4.26	3.13	2.30	1.52	0.60	0.30	0.22	0.20	0.20	2.65
1.08	7.39	6.71	6.16	5.20	4.34	3.17	2.32	1.52	0.59	0.30	0.21	0.20	0.20	2.70
1.10	7.56	6.85	6.29	5.35	4.41	3.21	2.34	1.52	0.58	0.29	0.21	0.20	0.20	2.75
1.12	7.74	7.00	6.42	5.45	4.48	3.25	2.36	1.52	0.57	0.28	0.21	0.20	0.20	2.80
1.14	7.91	7.15	6.55	5.55	4.56	3.29	2.37	1.51	0.56	0.27	0.21	0.20	0.20	2.85
1.15	8.00	7.23	6.62	5.60	4.59	3.30	2.38	1.51	0.55	0.27	0.21	0.20	0.20	2.88
1.16	8.09	7.31	6.69	5.66	4.63	3.32	2.39	1.51	0.55	0.27	0.21	0.20	0.20	2.90
1.18	8.26	7.46	6.82	5.76	4.71	3.36	2.40	1.50	0.54	0.26	0.21	0.20	0.20	2.95
1.20	8.44	7.61	6.95	5.86	4.78	3.40	2.42	1.50	0.53	0.26	0.21	0.20	0.20	3.00
1.22	8.63	7.77	7.09	5.96	4.86	3.44	2.43	1.50	0.52	0.25	0.21	0.20	0.20	3.05
1.24	8.81	7.93	7.23	6.07	4.93	3.48	2.44	1.49	0.51	0.25	0.21	0.20	0.20	3.10
1.25	8.90	8.01	7.29	6.12	4.97	3.50	2.44	1.49	0.50	0.25	0.21	0.20	0.20	3.12
1.26	9.00	8.09	7.36	6.17	5.01	3.52	2.45	1.49	0.49	0.24	0.21	0.20	0.20	3.15
1.28	9.18	8.25	7.50	6.27	5.08	3.56	2.46	1.48	0.48	0.24	0.21	0.20	0.20	3.20
1.30	9.37	8.41	7.64	6.38	5.16	3.60	2.47	1.48	0.48	0.24	0.20	0.20	0.20	3.25
1.32	9.56	8.57	7.78	6.49	5.23	3.63	2.48	1.47	0.47	0.24	0.20	0.20	0.20	3.30
1.34	9.75	8.73	7.92	6.59	5.30	3.66	2.49	1.47	0.46	0.24	0.20	0.20	0.20	3.35
1.35	9.84	8.80	8.00	6.64	5.34	3.68	2.50	1.46	0.45	0.23	0.20	0.20	0.20	3.38
1.36	9.93	8.88	8.07	6.70	5.38	3.70	2.51	1.46	0.45	0.23	0.20	0.20	0.20	3.40
1.38	10.12	9.04	8.21	6.80	5.45	3.73	2.52	1.45	0.44	0.23	0.20	0.20	0.20	3.45

续表

C _v	P(%)													C _s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
1.40	10.31	9.20	8.35	6.91	5.52	3.76	2.53	1.45	0.43	0.23	0.20	0.20	0.20	3.50
1.42	10.50	9.37	8.49	7.02	5.59	3.78	2.54	1.44	0.42	0.23	0.20	0.20	0.20	3.55
1.44	10.70	9.53	8.63	7.12	5.66	3.82	2.55	1.43	0.41	0.23	0.20	0.20	0.20	3.60
1.45	10.79	9.61	8.70	7.17	5.70	3.83	2.56	1.43	0.40	0.22	0.20	0.20	0.20	3.62
1.46	10.88	9.70	8.78	7.23	5.74	3.85	2.56	1.42	0.39	0.22	0.20	0.20	0.20	3.65
1.48	11.09	9.85	8.92	7.33	5.81	3.88	2.57	1.42	0.38	0.22	0.20	0.20	0.20	3.70
1.50	11.28	10.03	9.06	7.44	5.88	3.91	2.58	1.41	0.37	0.22	0.20	0.20	0.20	3.75
1.55	11.77	10.46	9.43	7.71	6.06	3.99	2.59	1.38	0.36	0.21	0.20	0.20	0.20	3.88
1.60	12.28	10.89	9.80	7.98	6.23	4.07	2.60	1.36	0.34	0.21	0.20	0.20	0.20	4.00
1.65	12.80	11.32	10.17	8.25	6.41	4.14	2.62	1.34	0.32	0.20	0.20	0.20	0.20	4.12
1.70	13.32	11.76	10.54	8.52	6.59	4.21	2.62	1.31	0.31	0.20	0.20	0.20	0.20	4.25
1.75	13.85	12.20	10.92	8.79	6.77	4.28	2.62	1.28	0.30	0.20	0.20	0.20	0.20	4.38
1.80	14.38	12.64	11.30	9.06	6.94	4.34	2.62	1.25	0.28	0.20	0.20	0.20	0.20	4.50
1.85	14.91	13.08	11.68	9.33	7.11	4.39	2.62	1.23	0.27	0.20	0.20	0.20	0.20	4.62
1.90	15.45	13.54	12.06	9.60	7.27	4.44	2.62	1.20	0.26	0.20	0.20	0.20	0.20	4.75
1.95	16.00	14.00	12.45	9.87	7.44	4.49	2.61	1.16	0.25	0.20	0.20	0.20	0.20	4.88
2.00	16.54	14.46	12.84	10.14	7.60	4.54	2.60	1.12	0.24	0.20	0.20	0.20	0.20	5.00

续表

(3) $C_s = 3 C_v$

C_v	$P(\%)$													C_s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.05	1.15	1.14	1.14	1.12	1.11	1.08	1.07	1.04	1.00	0.97	0.94	0.92	0.89	0.15
0.06	1.18	1.18	1.16	1.15	1.13	1.10	1.08	1.05	1.00	0.96	0.92	0.90	0.87	0.18
0.07	1.22	1.21	1.19	1.17	1.15	1.12	1.09	1.06	1.00	0.95	0.91	0.89	0.85	0.21
0.08	1.26	1.24	1.22	1.20	1.17	1.14	1.11	1.07	1.00	0.94	0.90	0.87	0.83	0.24
0.09	1.29	1.27	1.26	1.23	1.20	1.15	1.12	1.07	1.00	0.94	0.89	0.86	0.81	0.27
0.10	1.32	1.30	1.29	1.25	1.22	1.17	1.13	1.08	0.99	0.93	0.88	0.85	0.79	0.30
0.11	1.36	1.34	1.32	1.28	1.25	1.19	1.14	1.09	0.99	0.92	0.86	0.84	0.77	0.33
0.12	1.39	1.37	1.35	1.31	1.27	1.21	1.16	1.10	0.99	0.92	0.85	0.82	0.75	0.36
0.13	1.43	1.41	1.39	1.34	1.30	1.23	1.17	1.11	0.99	0.91	0.84	0.81	0.74	0.39
0.14	1.47	1.44	1.42	1.37	1.32	1.25	1.19	1.12	0.99	0.90	0.83	0.79	0.72	0.42
0.15	1.51	1.48	1.45	1.40	1.35	1.26	1.20	1.12	0.99	0.89	0.82	0.78	0.70	0.45
0.16	1.55	1.52	1.48	1.43	1.37	1.28	1.21	1.13	0.98	0.89	0.81	0.77	0.69	0.48
0.17	1.59	1.55	1.52	1.46	1.40	1.30	1.23	1.14	0.98	0.88	0.79	0.75	0.67	0.51
0.18	1.63	1.59	1.55	1.49	1.42	1.32	1.25	1.15	0.98	0.87	0.78	0.74	0.65	0.54
0.19	1.68	1.63	1.59	1.52	1.45	1.34	1.26	1.15	0.98	0.86	0.77	0.72	0.64	0.57
0.20	1.72	1.67	1.63	1.55	1.47	1.36	1.27	1.16	0.98	0.86	0.76	0.71	0.62	0.60
0.21	1.76	1.71	1.67	1.58	1.50	1.38	1.28	1.17	0.98	0.85	0.75	0.70	0.61	0.63
0.22	1.81	1.75	1.70	1.62	1.52	1.40	1.29	1.18	0.98	0.84	0.74	0.69	0.60	0.66
0.23	1.86	1.79	1.74	1.65	1.55	1.42	1.31	1.18	0.97	0.81	0.73	0.67	0.58	0.69
0.24	1.90	1.84	1.78	1.68	1.58	1.44	1.32	1.19	0.97	0.83	0.72	0.66	0.57	0.72
0.25	1.95	1.88	1.82	1.72	1.61	1.46	1.34	1.20	0.97	0.82	0.71	0.65	0.56	0.75
0.26	2.00	1.92	1.86	1.75	1.63	1.48	1.35	1.21	0.97	0.81	0.70	0.64	0.54	0.78
0.27	2.04	1.96	1.90	1.78	1.66	1.50	1.36	1.21	0.96	0.80	0.69	0.63	0.53	0.81
0.28	2.09	2.01	1.94	1.82	1.69	1.52	1.37	1.22	0.96	0.80	0.68	0.62	0.52	0.84
0.29	2.14	2.05	1.98	1.85	1.72	1.54	1.39	1.22	0.96	0.79	0.67	0.61	0.51	0.87

续表

C _v	P(%)													C _s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.30	2.19	2.10	2.02	1.89	1.75	1.56	1.40	1.23	0.96	0.78	0.65	0.60	0.50	0.90
0.31	2.24	2.14	2.06	1.92	1.78	1.58	1.42	1.24	0.95	0.77	0.65	0.59	0.49	0.93
0.32	2.29	2.19	2.10	1.96	1.81	1.60	1.43	1.24	0.95	0.77	0.64	0.58	0.48	0.96
0.33	2.34	2.24	2.15	2.00	1.84	1.62	1.44	1.25	0.95	0.76	0.63	0.57	0.47	0.99
0.34	2.40	2.29	2.19	2.03	1.87	1.64	1.46	1.26	0.94	0.75	0.62	0.56	0.46	1.02
0.35	2.46	2.33	2.24	2.07	1.90	1.66	1.47	1.26	0.94	0.74	0.61	0.55	0.46	1.05
0.36	2.51	2.38	2.28	2.11	1.93	1.68	1.48	1.27	0.94	0.73	0.60	0.54	0.45	1.08
0.37	2.56	2.43	2.33	2.15	1.96	1.70	1.50	1.27	0.93	0.73	0.59	0.53	0.44	1.11
0.38	2.62	2.48	2.37	2.19	1.99	1.72	1.51	1.28	0.93	0.72	0.58	0.52	0.43	1.14
0.39	2.67	2.53	2.42	2.22	2.02	1.74	1.52	1.29	0.92	0.71	0.58	0.51	0.43	1.17
0.40	2.73	2.58	2.46	2.26	2.05	1.76	1.54	1.29	0.92	0.70	0.57	0.50	0.42	1.20
0.41	2.79	2.64	2.51	2.30	2.08	1.79	1.55	1.30	0.92	0.70	0.56	0.50	0.41	1.23
0.42	2.85	2.69	2.56	2.34	2.11	1.81	1.58	1.31	0.91	0.69	0.55	0.49	0.41	1.26
0.43	2.91	2.74	2.61	2.38	2.14	1.83	1.58	1.31	0.91	0.68	0.54	0.48	0.40	1.29
0.44	2.97	2.80	2.65	2.42	2.17	1.85	1.59	1.32	0.91	0.67	0.54	0.47	0.40	1.32
0.45	3.03	2.85	2.70	2.46	2.21	1.87	1.60	1.32	0.90	0.67	0.53	0.47	0.39	1.35
0.46	3.09	2.90	2.75	2.50	2.24	1.89	1.61	1.33	0.90	0.66	0.52	0.46	0.39	1.38
0.47	3.15	2.95	2.80	2.54	2.28	1.91	1.63	1.33	0.90	0.66	0.52	0.45	0.38	1.41
0.48	3.21	3.01	2.85	2.58	2.31	1.93	1.65	1.34	0.89	0.65	0.51	0.45	0.38	1.44
0.49	3.28	3.07	2.91	2.62	2.34	1.95	1.66	1.34	0.89	0.64	0.50	0.44	0.37	1.47
0.50	3.34	3.12	2.96	2.67	2.37	1.98	1.67	1.35	0.88	0.64	0.49	0.44	0.37	1.50
0.52	3.46	3.24	3.06	2.75	2.44	2.02	1.69	1.36	0.87	0.62	0.48	0.42	0.36	1.56
0.54	3.50	3.36	3.16	2.84	2.51	2.06	1.72	1.36	0.86	0.61	0.47	0.41	0.36	1.62
0.55	3.66	3.42	3.21	2.88	2.54	2.08	1.73	1.36	0.86	0.60	0.46	0.41	0.36	1.65
0.56	3.73	3.48	3.27	2.93	2.57	2.10	1.74	1.37	0.85	0.59	0.46	0.40	0.35	1.68
0.58	3.86	3.59	3.38	3.01	2.64	2.14	1.77	1.38	0.84	0.58	0.45	0.40	0.35	1.74

续表

C _v	P(%)													C _s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.60	4.01	3.71	3.49	3.10	2.71	2.19	1.79	1.38	0.83	0.57	0.44	0.39	0.35	1.80
0.62	4.15	3.84	3.60	3.19	2.78	2.23	1.82	1.39	0.82	0.55	0.43	0.38	0.34	1.86
0.64	4.29	3.96	3.71	3.28	2.85	2.27	1.84	1.40	0.81	0.54	0.42	0.37	0.34	1.92
0.65	4.36	4.03	3.77	3.33	2.88	2.29	1.85	1.40	0.80	0.53	0.41	0.37	0.34	1.95
0.66	4.43	4.09	3.83	3.38	2.92	2.32	1.86	1.41	0.80	0.53	0.41	0.37	0.34	1.98
0.68	4.58	4.22	3.94	3.47	2.99	2.36	1.88	1.41	0.79	0.52	0.40	0.36	0.34	2.04
0.70	4.73	4.35	4.06	3.56	3.05	2.40	1.90	1.41	0.78	0.50	0.39	0.36	0.34	2.10
0.72	4.89	4.48	4.18	3.66	3.12	2.44	1.93	1.42	0.77	0.49	0.38	0.35	0.34	2.16
0.74	5.04	4.62	4.30	3.75	3.20	2.48	1.95	1.42	0.76	0.48	0.38	0.35	0.34	2.22
0.75	5.12	4.69	4.36	3.80	3.24	2.50	1.96	1.42	0.76	0.48	0.38	0.35	0.34	2.25
0.76	5.20	4.76	4.43	3.85	3.27	2.52	1.97	1.42	0.75	0.47	0.37	0.35	0.34	2.28
0.78	5.35	4.90	4.55	3.95	3.34	2.56	1.99	1.43	0.73	0.47	0.37	0.34	0.34	2.34
0.80	5.50	5.04	4.66	4.05	3.42	2.61	2.01	1.43	0.72	0.46	0.36	0.34	0.34	2.40
0.82	5.67	5.18	4.79	4.14	3.49	2.65	2.03	1.43	0.71	0.45	0.36	0.34	0.34	2.46
0.84	5.84	5.33	4.92	4.24	3.56	2.69	2.05	1.43	0.70	0.44	0.36	0.34	0.34	2.52
0.85	5.92	5.40	4.98	4.29	3.59	2.71	2.06	1.43	0.69	0.44	0.35	0.34	0.34	2.55
0.86	6.00	5.47	5.04	4.34	3.63	2.73	2.06	1.43	0.68	0.43	0.35	0.34	0.34	2.58
0.88	6.16	5.61	5.17	4.44	3.70	2.77	2.08	1.43	0.67	0.42	0.35	0.34	0.34	2.64
0.90	6.33	5.75	5.30	4.54	3.78	2.81	2.10	1.43	0.67	0.42	0.35	0.34	0.34	2.70
0.92	6.50	5.90	5.43	4.64	3.85	2.85	2.12	1.43	0.65	0.41	0.34	0.34	0.34	2.76
0.94	6.68	6.05	5.56	4.75	3.93	2.89	2.14	1.43	0.64	0.40	0.34	0.34	0.34	2.82
0.95	6.76	6.13	5.62	4.80	3.96	2.91	2.14	1.43	0.64	0.39	0.34	0.34	0.34	2.85
0.96	6.85	6.21	5.69	4.84	4.00	2.93	2.15	1.42	0.63	0.39	0.34	0.34	0.34	2.88
0.98	7.03	6.36	5.83	4.94	4.08	2.97	2.17	1.42	0.62	0.38	0.34	0.34	0.34	2.94

续表

Cu	P(%)													Cs
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
1.00	7.20	6.51	5.96	5.05	4.15	3.00	2.18	1.42	0.61	0.38	0.34	0.34	0.34	3.00
1.02	7.39	6.67	6.10	5.15	4.22	3.04	2.20	1.42	0.60	0.38	0.34	0.33	0.34	3.06
1.04	7.57	6.82	6.24	5.26	4.31	3.08	2.20	1.42	0.59	0.38	0.34	0.33	0.34	3.12
1.05	7.66	6.90	6.31	5.32	4.34	3.10	2.21	1.41	0.58	0.37	0.34	0.33	0.33	3.15
1.06	7.75	6.98	6.38	5.37	4.38	3.12	2.21	1.41	0.58	0.37	0.34	0.33	0.33	3.18
1.08	7.94	7.14	6.51	5.47	4.45	3.16	2.22	1.40	0.57	0.36	0.34	0.33	0.33	3.24
1.10	8.13	7.31	6.65	5.57	4.53	3.19	2.23	1.40	0.55	0.36	0.34	0.33	0.33	3.30
1.12	8.31	7.47	6.79	5.67	4.60	3.22	2.25	1.39	0.54	0.36	0.34	0.33	0.33	3.36
1.14	8.50	7.63	6.93	5.78	4.67	3.25	2.26	1.39	0.53	0.35	0.34	0.33	0.33	3.42
1.15	8.59	7.70	7.00	5.83	4.70	3.26	2.26	1.38	0.53	0.35	0.34	0.33	0.33	3.45
1.16	8.69	7.78	7.07	5.89	4.74	3.28	2.27	1.37	0.52	0.35	0.34	0.33	0.33	3.48
1.18	8.88	7.95	7.21	6.00	4.81	3.32	2.28	1.37	0.52	0.35	0.34	0.33	0.33	3.54
1.20	9.07	8.12	7.36	6.10	4.89	3.35	2.30	1.36	0.51	0.35	0.33	0.33	0.33	3.60
1.22	9.27	8.28	7.51	6.21	4.96	3.38	2.30	1.35	0.50	0.35	0.33	0.33	0.33	3.66
1.24	9.47	8.45	7.65	6.31	5.03	3.42	2.31	1.35	0.49	0.35	0.33	0.33	0.33	3.72
1.25	9.57	8.53	7.72	6.36	5.07	3.44	2.31	1.34	0.49	0.35	0.33	0.33	0.33	3.75
1.26	9.67	8.61	7.79	6.42	5.10	3.45	2.32	1.33	0.48	0.35	0.33	0.33	0.33	3.78
1.28	9.87	8.78	7.94	6.53	5.17	3.48	2.32	1.32	0.47	0.35	0.33	0.33	0.33	3.84
1.30	10.06	8.94	8.09	6.64	5.25	3.51	2.33	1.31	0.47	0.34	0.33	0.33	0.33	3.90
1.32	10.26	9.12	8.24	6.75	5.32	3.54	2.33	1.31	0.46	0.34	0.33	0.33	0.33	3.96
1.34	10.47	9.30	8.38	6.86	5.38	3.57	2.34	1.30	0.45	0.34	0.33	0.33	0.33	4.02
1.35	10.57	9.38	8.45	6.91	5.42	3.59	2.34	1.30	0.45	0.34	0.33	0.33	0.33	4.05
1.36	10.67	9.47	8.52	6.96	5.46	3.60	2.34	1.29	0.44	0.34	0.33	0.33	0.33	4.08
1.38	10.88	9.64	8.67	7.07	5.53	3.63	2.34	1.28	0.43	0.34	0.33	0.33	0.33	4.14

续表

Cv	P(%)													Cs
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
1.40	11.10	9.82	8.82	7.18	5.60	3.66	2.34	1.27	0.43	0.34	0.33	0.33	0.33	4.20
1.42	11.31	10.00	8.97	7.29	5.67	3.68	2.35	1.26	0.43	0.34	0.33	0.33	0.33	4.26
1.44	11.52	10.17	9.12	7.40	5.74	3.71	2.35	1.24	0.42	0.34	0.33	0.33	0.33	4.32
1.45	11.62	10.26	9.20	7.45	5.77	3.72	2.35	1.23	0.42	0.34	0.33	0.33	0.33	4.35
1.46	11.72	10.34	9.28	7.50	5.81	3.73	2.35	1.23	0.42	0.34	0.33	0.33	0.33	4.38
1.48	11.83	10.52	9.44	7.61	5.88	3.76	2.35	1.22	0.41	0.34	0.33	0.33	0.33	4.44
1.50	12.14	10.69	9.59	7.72	5.95	3.78	2.35	1.21	0.40	0.34	0.33	0.33	0.33	4.50
1.55	12.68	11.14	9.96	7.99	6.12	3.83	2.35	1.19	0.39	0.33	0.33	0.33	0.33	4.65
1.60	13.22	11.60	10.34	8.26	6.28	3.88	2.34	1.14	0.38	0.33	0.33	0.33	0.33	4.80
1.65	13.77	12.06	10.73	8.53	6.45	3.93	2.34	1.11	0.37	0.33	0.33	0.33	0.33	4.95
1.70	14.32	12.53	11.12	8.79	6.61	3.98	2.33	1.08	0.36	0.33	0.33	0.33	0.33	5.10
1.75	14.88	12.99	11.51	9.05	6.77	4.02	2.31	1.04	0.36	0.33	0.33	0.33	0.33	5.25
1.80	15.45	13.45	11.89	9.32	6.92	4.06	2.29	1.00	0.36	0.33	0.33	0.33	0.33	5.40
1.85	16.02	13.91	12.28	9.58	7.07	4.10	2.27	0.96	0.35	0.33	0.33	0.33	0.33	5.55
1.90	16.60	14.38	12.67	9.83	7.22	4.13	2.24	0.92	0.35	0.33	0.33	0.33	0.33	5.70
1.95	17.18	14.84	13.06	10.11	7.36	4.16	2.21	0.89	0.34	0.33	0.33	0.33	0.33	5.85
2.00	17.76	15.30	13.46	10.36	7.50	4.18	2.18	0.86	0.34	0.33	0.33	0.33	0.33	6.00

续表

(4) $C_s = 3.5C_v$

C _v	P(%)													C _s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.05	1.16	1.15	1.14	1.12	1.11	1.09	1.07	1.04	1.00	0.97	0.94	0.92	0.89	0.88
0.06	1.19	1.18	1.17	1.15	1.13	1.10	1.08	1.05	1.00	0.96	0.92	0.91	0.87	0.86
0.07	1.23	1.21	1.20	1.18	1.16	1.12	1.09	1.06	1.00	0.95	0.91	0.89	0.85	0.84
0.08	1.26	1.24	1.23	1.20	1.18	1.14	1.11	1.07	1.00	0.94	0.90	0.88	0.83	0.82
0.09	1.30	1.26	1.26	1.23	1.20	1.16	1.12	1.07	1.00	0.94	0.89	0.86	0.82	0.81
0.10	1.33	1.31	1.29	1.26	1.22	1.17	1.13	1.08	0.99	0.93	0.88	0.85	0.79	0.78
0.11	1.37	1.35	1.33	1.29	1.25	1.19	1.14	1.09	0.99	0.92	0.86	0.83	0.78	0.76
0.12	1.41	1.38	1.36	1.32	1.27	1.21	1.15	1.10	0.99	0.92	0.85	0.82	0.76	0.74
0.13	1.45	1.42	1.39	1.35	1.30	1.23	1.17	1.11	0.99	0.91	0.84	0.80	0.74	0.72
0.14	1.48	1.45	1.42	1.38	1.32	1.25	1.18	1.11	0.99	0.90	0.83	0.79	0.72	0.69
0.15	1.52	1.49	1.46	1.41	1.35	1.27	1.20	1.12	0.99	0.89	0.82	0.78	0.71	0.68
0.16	1.56	1.53	1.49	1.44	1.38	1.29	1.21	1.13	0.99	0.88	0.81	0.77	0.70	0.66
0.17	1.61	1.57	1.53	1.47	1.40	1.31	1.23	1.14	0.98	0.88	0.80	0.75	0.68	0.63
0.18	1.66	1.61	1.57	1.50	1.43	1.33	1.24	1.14	0.98	0.87	0.78	0.74	0.66	0.61
0.19	1.70	1.65	1.61	1.53	1.46	1.34	1.25	1.15	0.98	0.86	0.77	0.73	0.65	0.59
0.20	1.74	1.69	1.64	1.56	1.48	1.36	1.27	1.16	0.98	0.86	0.76	0.72	0.64	0.57
0.21	1.79	1.73	1.68	1.60	1.51	1.38	1.28	1.17	0.97	0.85	0.75	0.71	0.63	0.56
0.22	1.84	1.77	1.72	1.63	1.54	1.40	1.29	1.17	0.97	0.84	0.74	0.69	0.61	0.54
0.23	1.89	1.82	1.76	1.66	1.56	1.42	1.31	1.18	0.97	0.83	0.73	0.68	0.60	0.52
0.24	1.94	1.86	1.80	1.70	1.59	1.44	1.32	1.19	0.97	0.82	0.72	0.67	0.59	0.50
0.25	1.99	1.91	1.85	1.74	1.62	1.46	1.34	1.19	0.96	0.82	0.71	0.66	0.58	0.48
0.26	2.04	1.96	1.89	1.77	1.65	1.48	1.35	1.20	0.96	0.81	0.70	0.65	0.57	0.46
0.27	2.09	2.00	1.93	1.81	1.68	1.50	1.36	1.21	0.96	0.80	0.69	0.64	0.56	0.44
0.28	2.14	2.05	1.97	1.84	1.71	1.52	1.38	1.21	0.96	0.80	0.68	0.63	0.55	0.42
0.29	2.19	2.10	2.02	1.88	1.74	1.55	1.39	1.22	0.95	0.79	0.67	0.62	0.54	0.40

续表

C _v	P(%)													C _s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.30	2.24	2.14	2.06	1.92	1.77	1.57	1.40	1.22	0.95	0.78	0.67	0.61	0.53	1.05
0.31	2.30	2.19	2.11	1.95	1.80	1.59	1.42	1.23	0.95	0.77	0.66	0.60	0.53	1.08
0.32	2.35	2.24	2.15	1.99	1.83	1.61	1.43	1.24	0.94	0.76	0.65	0.59	0.52	1.12
0.33	2.40	2.29	2.20	2.03	1.86	1.63	1.44	1.24	0.94	0.76	0.64	0.59	0.51	1.16
0.34	2.46	2.34	2.24	2.07	1.89	1.65	1.46	1.25	0.94	0.75	0.63	0.58	0.51	1.19
0.35	2.52	2.39	2.29	2.11	1.92	1.67	1.47	1.26	0.93	0.74	0.62	0.57	0.50	1.22
0.36	2.58	2.44	2.34	2.15	1.95	1.69	1.48	1.26	0.93	0.73	0.62	0.56	0.50	1.26
0.37	2.64	2.50	2.38	2.19	1.99	1.71	1.50	1.27	0.92	0.73	0.61	0.56	0.49	1.30
0.38	2.70	2.55	2.43	2.23	2.02	1.73	1.51	1.27	0.92	0.72	0.60	0.54	0.48	1.33
0.39	2.76	2.60	2.48	2.27	2.05	1.75	1.52	1.28	0.92	0.71	0.59	0.54	0.48	1.36
0.40	2.82	2.66	2.53	2.31	2.08	1.78	1.53	1.28	0.91	0.71	0.58	0.53	0.47	1.40
0.41	2.88	2.72	2.58	2.35	2.12	1.80	1.55	1.29	0.91	0.70	0.58	0.53	0.47	1.44
0.42	2.95	2.77	2.63	2.39	2.15	1.82	1.56	1.29	0.90	0.69	0.57	0.52	0.46	1.47
0.43	3.01	2.82	2.68	2.43	2.18	1.84	1.57	1.30	0.90	0.69	0.56	0.51	0.46	1.50
0.44	3.08	2.88	2.73	2.48	2.21	1.86	1.59	1.30	0.89	0.68	0.56	0.51	0.46	1.54
0.45	3.14	2.94	2.79	2.52	2.25	1.88	1.60	1.31	0.89	0.67	0.55	0.50	0.45	1.58
0.46	3.21	3.00	2.84	2.56	2.28	1.90	1.61	1.31	0.88	0.66	0.54	0.50	0.45	1.61
0.47	3.28	3.06	2.89	2.60	2.32	1.93	1.62	1.32	0.88	0.66	0.54	0.49	0.45	1.64
0.48	3.35	3.12	2.94	2.65	2.35	1.95	1.64	1.32	0.87	0.65	0.53	0.49	0.45	1.68
0.49	3.42	3.18	3.00	2.69	2.38	1.97	1.65	1.32	0.87	0.65	0.53	0.48	0.45	1.72
0.50	3.48	3.24	3.06	2.74	2.42	1.99	1.66	1.32	0.86	0.64	0.52	0.48	0.44	1.75
0.52	3.62	3.36	3.16	2.83	2.48	2.03	1.69	1.33	0.85	0.63	0.51	0.47	0.44	1.82
0.54	3.76	3.48	3.28	2.91	2.55	2.07	1.71	1.34	0.84	0.61	0.50	0.47	0.44	1.89
0.55	3.83	3.55	3.34	2.96	2.58	2.10	1.72	1.34	0.84	0.60	0.50	0.46	0.44	1.92
0.56	3.91	3.61	3.39	3.01	2.62	2.12	1.73	1.35	0.83	0.60	0.49	0.46	0.43	1.96
0.58	4.05	3.74	3.51	3.10	2.69	2.16	1.75	1.35	0.82	0.58	0.48	0.46	0.43	2.03

续表

Cv	P(%)													Cs
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.60	4.20	3.87	3.62	3.20	2.75	2.20	1.77	1.35	0.81	0.57	0.48	0.45	0.43	2.10
0.62	4.35	4.01	3.74	3.29	2.83	2.24	1.79	1.36	0.80	0.56	0.47	0.45	0.43	2.17
0.64	4.50	4.15	3.86	3.39	2.90	2.28	1.82	1.36	0.79	0.55	0.47	0.44	0.43	2.24
0.65	4.58	4.22	3.92	3.44	2.94	2.30	1.83	1.36	0.78	0.55	0.46	0.44	0.43	2.28
0.66	4.66	4.29	3.98	3.48	2.98	2.32	1.84	1.36	0.78	0.54	0.46	0.44	0.43	2.31
0.68	4.82	4.42	4.11	3.58	3.05	2.36	1.86	1.36	0.76	0.53	0.46	0.44	0.43	2.38
0.70	4.98	4.56	4.23	3.68	3.12	2.41	1.88	1.37	0.75	0.53	0.45	0.44	0.43	2.45
0.72	5.14	4.70	4.36	3.78	3.19	2.45	1.90	1.37	0.74	0.52	0.45	0.43	0.43	2.52
0.74	5.30	4.84	4.49	3.83	3.26	2.49	1.91	1.37	0.73	0.51	0.44	0.43	0.43	2.59
0.75	5.38	4.92	4.55	3.92	3.30	2.51	1.92	1.38	0.72	0.50	0.44	0.43	0.43	2.62
0.76	5.47	4.99	4.62	3.98	3.34	2.53	1.93	1.37	0.72	0.50	0.44	0.43	0.43	2.66
0.78	5.64	5.14	4.74	4.08	3.42	2.57	1.95	1.37	0.71	0.49	0.44	0.43	0.43	2.73
0.80	5.81	5.29	4.87	4.18	3.49	2.61	1.97	1.37	0.70	0.49	0.44	0.43	0.43	2.80
0.82	5.98	5.45	5.00	4.28	3.56	2.65	1.98	1.37	0.68	0.48	0.44	0.43	0.43	2.87
0.84	6.16	5.60	5.13	4.38	3.64	2.69	2.00	1.36	0.67	0.47	0.44	0.43	0.43	2.94
0.85	6.25	5.67	5.20	4.43	3.67	2.70	2.00	1.36	0.67	0.47	0.44	0.43	0.43	2.98
0.86	6.34	5.75	5.27	4.49	3.71	2.72	2.01	1.36	0.66	0.47	0.43	0.43	0.43	3.01
0.88	6.53	5.90	5.41	4.58	3.79	2.76	2.02	1.36	0.65	0.47	0.43	0.43	0.43	3.08
0.90	6.71	6.06	5.54	4.69	3.86	2.80	2.04	1.35	0.64	0.46	0.43	0.43	0.43	3.15
0.92	6.90	6.23	5.68	4.80	3.94	2.84	2.04	1.35	0.63	0.46	0.43	0.43	0.43	3.22
0.94	7.08	6.39	5.82	4.90	4.02	2.87	2.05	1.34	0.61	0.46	0.43	0.43	0.43	3.29
0.95	7.18	6.47	5.89	4.95	4.05	2.89	2.06	1.34	0.61	0.45	0.43	0.43	0.43	3.32
0.96	7.27	6.55	5.97	5.00	4.09	2.90	2.07	1.34	0.61	0.45	0.43	0.43	0.43	3.36
0.98	7.46	6.70	6.11	5.11	4.16	2.94	2.08	1.33	0.60	0.45	0.43	0.43	0.43	3.43

线表

C _v	P(%)													C _s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
1.00	7.65	6.86	6.25	5.22	4.23	2.97	2.09	1.32	0.59	0.45	0.43	0.43	0.43	3.50
1.02	7.84	7.03	6.39	5.32	4.30	3.00	2.10	1.32	0.58	0.45	0.43	0.43	0.43	3.57
1.04	8.03	7.19	6.53	5.43	4.37	3.03	2.11	1.30	0.57	0.45	0.43	0.43	0.43	3.64
1.05	8.13	7.27	6.60	5.49	4.41	3.05	2.11	1.29	0.56	0.44	0.43	0.43	0.43	3.68
1.06	8.23	7.36	6.67	5.54	4.44	3.07	2.12	1.29	0.55	0.44	0.43	0.43	0.43	3.77
1.08	8.42	7.52	6.82	5.65	4.51	3.10	2.12	1.28	0.55	0.44	0.43	0.43	0.43	3.78
1.10	8.62	7.69	6.97	5.76	4.59	3.13	2.13	1.28	0.54	0.44	0.43	0.43	0.43	3.85
1.12	8.83	7.86	7.11	5.87	4.66	3.16	2.14	1.27	0.54	0.44	0.43	0.43	0.43	3.92
1.14	9.03	8.04	7.25	5.98	4.73	3.19	2.14	1.26	0.53	0.43	0.43	0.43	0.43	3.99
1.15	9.13	8.12	7.35	6.03	4.76	3.20	2.14	1.26	0.53	0.43	0.43	0.43	0.43	4.02
1.16	9.23	8.21	7.40	6.08	4.80	3.22	2.15	1.26	0.52	0.43	0.43	0.43	0.43	4.06
1.18	9.44	8.38	7.56	6.19	4.88	3.25	2.15	1.24	0.52	0.43	0.43	0.43	0.43	4.13
1.20	9.65	8.56	7.71	6.29	4.95	3.28	2.15	1.23	0.51	0.43	0.43	0.43	0.43	4.20
1.22	9.87	8.74	7.86	6.40	5.01	3.30	2.15	1.22	0.50	0.43	0.43	0.43	0.43	4.27
1.24	10.08	8.91	8.02	6.51	5.08	3.33	2.16	1.21	0.50	0.43	0.43	0.43	0.43	4.34
1.25	10.18	8.99	8.10	6.56	5.12	3.34	2.16	1.20	0.50	0.43	0.43	0.43	0.43	4.38
1.26	10.29	9.08	8.17	6.62	5.15	3.35	2.16	1.20	0.49	0.43	0.43	0.43	0.43	4.41
1.28	10.50	9.26	8.31	6.73	5.22	3.37	2.16	1.19	0.49	0.43	0.43	0.43	0.43	4.48
1.30	10.70	9.44	8.46	6.84	5.29	3.40	2.16	1.18	0.48	0.43	0.43	0.43	0.43	4.55
1.32	10.92	9.62	8.61	6.94	5.35	3.42	2.16	1.17	0.48	0.43	0.43	0.43	0.43	4.62
1.34	11.13	9.80	8.77	7.06	5.42	3.44	2.16	1.15	0.48	0.43	0.43	0.43	0.43	4.69
1.35	11.24	9.89	8.84	7.11	5.45	3.44	2.16	1.14	0.47	0.43	0.43	0.43	0.43	4.72
1.36	11.35	9.98	8.92	7.16	5.49	3.45	2.16	1.13	0.47	0.43	0.43	0.43	0.43	4.76
1.38	11.57	10.17	9.08	7.26	5.55	3.47	2.16	1.12	0.47	0.43	0.43	0.43	0.43	4.83

续表

C ₀	P(%)													C _s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
1.40	11.78	10.35	9.23	7.37	5.62	3.49	2.15	1.11	0.47	0.43	0.43	0.43	0.43	4.90
1.42	12.00	10.54	9.39	7.48	5.68	3.52	2.14	1.09	0.46	0.43	0.43	0.43	0.43	4.97
1.44	12.23	10.72	9.54	7.59	5.75	3.54	2.14	1.08	0.46	0.43	0.43	0.43	0.43	5.04
1.45	12.34	10.81	9.61	7.64	5.78	3.55	2.14	1.07	0.46	0.43	0.43	0.43	0.43	5.08
1.46	12.46	10.91	9.69	7.69	5.81	3.55	2.14	1.06	0.46	0.43	0.43	0.43	0.43	5.11
1.48	12.67	11.09	9.85	7.79	5.88	3.57	2.13	1.05	0.45	0.43	0.43	0.43	0.43	5.18
1.50	12.90	11.28	10.01	7.89	5.95	3.59	2.12	1.04	0.45	0.43	0.43	0.43	0.43	5.25
1.55	13.45	11.73	10.39	8.15	6.10	3.63	2.10	1.00	0.45	0.43	0.43	0.43	0.43	5.42
1.60	14.02	12.20	10.78	8.43	6.25	3.66	2.07	0.96	0.44	0.43	0.43	0.43	0.43	5.50
1.65	14.61	12.67	11.17	8.70	6.39	3.70	2.05	0.92	0.44	0.43	0.43	0.43	0.43	5.78
1.70	15.20	13.13	11.57	8.96	6.53	3.72	2.02	0.89	0.44	0.43	0.43	0.43	0.43	5.95
1.75	15.78	13.60	11.96	9.21	6.67	3.74	1.99	0.86	0.43	0.43	0.43	0.43	0.43	6.12
1.80	16.37	14.07	12.34	9.46	6.80	3.75	1.95	0.82	0.43	0.43	0.43	0.43	0.43	6.30

续表

(5) $C_s = 4 C_u$

C_u	$P(\%)$													C_s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.05	1.16	1.15	1.14	1.12	1.11	1.08	1.06	1.04	1.00	0.97	0.94	0.92	0.89	0.20
0.06	1.20	1.18	1.17	1.15	1.13	1.10	1.08	1.05	1.00	0.96	0.93	0.91	0.87	0.24
0.07	1.23	1.21	1.20	1.18	1.16	1.12	1.09	1.06	1.00	0.95	0.91	0.89	0.85	0.28
0.08	1.26	1.24	1.23	1.21	1.18	1.14	1.11	1.07	1.00	0.94	0.90	0.88	0.84	0.32
0.09	1.30	1.28	1.27	1.23	1.21	1.16	1.12	1.07	0.99	0.94	0.89	0.86	0.82	0.36
0.10	1.34	1.31	1.30	1.26	1.23	1.18	1.13	1.08	0.99	0.93	0.88	0.85	0.80	0.40
0.11	1.38	1.35	1.33	1.29	1.26	1.19	1.15	1.09	0.99	0.92	0.87	0.83	0.78	0.44
0.12	1.42	1.38	1.36	1.32	1.28	1.21	1.16	1.10	0.99	0.92	0.85	0.82	0.77	0.48
0.13	1.46	1.42	1.40	1.35	1.31	1.23	1.17	1.11	0.99	0.91	0.84	0.81	0.75	0.52
0.14	1.50	1.46	1.43	1.38	1.33	1.25	1.19	1.11	0.99	0.90	0.83	0.80	0.73	0.56
0.15	1.54	1.50	1.47	1.41	1.35	1.27	1.20	1.12	0.98	0.89	0.82	0.78	0.72	0.60
0.16	1.58	1.54	1.51	1.45	1.38	1.29	1.21	1.13	0.98	0.88	0.81	0.77	0.71	0.64
0.17	1.63	1.58	1.55	1.48	1.41	1.31	1.23	1.14	0.98	0.88	0.80	0.76	0.69	0.68
0.18	1.68	1.62	1.58	1.51	1.43	1.33	1.24	1.14	0.98	0.87	0.79	0.75	0.68	0.72
0.19	1.72	1.67	1.62	1.54	1.46	1.35	1.25	1.15	0.98	0.86	0.78	0.74	0.66	0.76
0.20	1.77	1.71	1.66	1.58	1.49	1.37	1.27	1.16	0.97	0.85	0.77	0.72	0.65	0.80
0.21	1.82	1.75	1.70	1.61	1.52	1.39	1.28	1.16	0.97	0.85	0.76	0.72	0.64	0.84
0.22	1.87	1.80	1.74	1.65	1.55	1.41	1.30	1.17	0.97	0.84	0.75	0.71	0.63	0.88
0.23	1.92	1.84	1.79	1.68	1.58	1.43	1.31	1.18	0.97	0.83	0.74	0.69	0.62	0.92
0.24	1.97	1.89	1.83	1.72	1.61	1.45	1.32	1.18	0.96	0.82	0.73	0.68	0.61	0.96
0.25	2.02	1.94	1.87	1.76	1.64	1.47	1.34	1.19	0.96	0.82	0.72	0.67	0.60	1.00
0.26	2.07	1.99	1.92	1.79	1.67	1.49	1.35	1.20	0.96	0.81	0.71	0.66	0.60	1.04
0.27	2.13	2.04	1.97	1.83	1.69	1.51	1.36	1.20	0.95	0.80	0.70	0.65	0.59	1.08
0.28	2.18	2.09	2.01	1.87	1.73	1.53	1.38	1.21	0.95	0.79	0.69	0.65	0.58	1.12
0.29	2.24	2.14	2.06	1.91	1.76	1.55	1.39	1.21	0.95	0.79	0.68	0.64	0.57	1.16

续表

C_u	$P(\%)$													C_s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.30	2.30	2.18	2.10	1.94	1.79	1.67	1.40	1.22	0.94	0.78	0.68	0.63	0.56	1.20
0.31	2.35	2.24	2.15	1.98	1.82	1.69	1.42	1.23	0.94	0.77	0.66	0.62	0.56	1.24
0.32	2.41	2.29	2.19	2.02	1.85	1.62	1.43	1.23	0.93	0.76	0.65	0.61	0.55	1.28
0.33	2.47	2.34	2.24	2.06	1.88	1.64	1.44	1.24	0.93	0.76	0.65	0.61	0.55	1.32
0.34	2.53	2.40	2.29	2.10	1.91	1.66	1.45	1.24	0.93	0.75	0.64	0.60	0.54	1.36
0.35	2.60	2.45	2.34	2.14	1.95	1.68	1.47	1.25	0.92	0.74	0.64	0.59	0.54	1.40
0.36	2.66	2.51	2.39	2.19	1.98	1.70	1.48	1.25	0.92	0.74	0.63	0.58	0.53	1.44
0.37	2.72	2.56	2.44	2.23	2.02	1.72	1.49	1.26	0.91	0.73	0.62	0.58	0.53	1.48
0.38	2.78	2.62	2.49	2.27	2.05	1.74	1.51	1.26	0.91	0.72	0.62	0.57	0.53	1.52
0.39	2.85	2.68	2.55	2.31	2.08	1.76	1.52	1.27	0.90	0.72	0.61	0.57	0.52	1.56
0.40	2.92	2.74	2.60	2.36	2.11	1.78	1.53	1.27	0.90	0.71	0.60	0.56	0.52	1.60
0.41	2.98	2.80	2.65	2.40	2.15	1.81	1.54	1.28	0.89	0.70	0.60	0.56	0.52	1.64
0.42	3.05	2.86	2.70	2.44	2.18	1.83	1.56	1.28	0.89	0.70	0.59	0.55	0.52	1.68
0.43	3.12	2.91	2.76	2.48	2.22	1.85	1.57	1.28	0.88	0.69	0.59	0.55	0.51	1.72
0.44	3.19	2.93	2.81	2.53	2.25	1.87	1.58	1.29	0.88	0.68	0.58	0.55	0.51	1.76
0.45	3.25	3.03	2.87	2.58	2.28	1.89	1.59	1.29	0.87	0.68	0.58	0.54	0.51	1.80
0.46	3.32	3.10	2.92	2.62	2.32	1.91	1.61	1.29	0.87	0.67	0.57	0.54	0.51	1.84
0.47	3.40	3.16	2.98	2.66	2.35	1.93	1.62	1.30	0.86	0.66	0.57	0.54	0.51	1.88
0.48	3.47	3.22	3.04	2.71	2.39	1.96	1.63	1.30	0.86	0.66	0.56	0.53	0.51	1.92
0.49	3.54	3.29	3.09	2.76	2.42	1.98	1.64	1.30	0.85	0.65	0.56	0.53	0.50	1.96
0.50	3.61	3.35	3.15	2.80	2.45	2.00	1.65	1.31	0.84	0.64	0.55	0.53	0.50	2.00
0.52	3.76	3.48	3.27	2.90	2.52	2.04	1.67	1.31	0.83	0.63	0.55	0.52	0.50	2.08
0.54	3.91	3.61	3.38	2.99	2.59	2.08	1.69	1.31	0.82	0.62	0.54	0.52	0.50	2.16
0.55	3.99	3.68	3.44	3.03	2.63	2.10	1.70	1.31	0.82	0.62	0.54	0.52	0.50	2.20
0.56	4.06	3.75	3.50	3.09	2.66	2.12	1.71	1.31	0.81	0.61	0.53	0.51	0.50	2.24
0.58	4.22	3.89	3.62	3.19	2.74	2.16	1.74	1.32	0.80	0.60	0.53	0.51	0.50	2.32

续表

C _v	P(%)													C _s
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
0.60	4.38	4.03	3.75	3.29	2.81	2.21	1.76	1.32	0.79	0.59	0.52	0.51	0.50	2.40
0.62	4.54	4.17	3.87	3.38	2.88	2.25	1.78	1.32	0.78	0.58	0.52	0.51	0.50	2.48
0.64	4.70	4.31	4.00	3.48	2.95	2.29	1.79	1.32	0.77	0.58	0.52	0.50	0.50	2.56
0.65	4.78	4.38	4.07	3.53	2.99	2.31	1.80	1.32	0.76	0.57	0.51	0.50	0.50	2.60
0.65	4.87	4.45	4.13	3.58	3.02	2.33	1.81	1.32	0.76	0.57	0.51	0.50	0.50	2.64
0.68	5.04	4.60	4.26	3.68	3.10	2.37	1.83	1.32	0.75	0.56	0.51	0.50	0.50	2.72
0.70	5.21	4.75	4.39	3.78	3.18	2.41	1.85	1.32	0.73	0.55	0.51	0.50	0.50	2.80
0.72	5.38	4.90	4.52	3.88	3.25	2.45	1.86	1.32	0.72	0.54	0.51	0.50	0.50	2.88
0.74	5.56	5.05	4.65	3.98	3.32	2.48	1.88	1.32	0.71	0.54	0.51	0.50	0.50	2.96
0.75	5.65	5.13	4.72	4.03	3.36	2.50	1.88	1.32	0.71	0.54	0.51	0.50	0.50	3.00
0.76	5.74	5.21	4.79	4.08	3.40	2.52	1.89	1.31	0.70	0.53	0.51	0.50	0.50	3.04
0.78	5.93	5.37	4.92	4.19	3.48	2.56	1.90	1.31	0.69	0.53	0.50	0.50	0.50	3.12
0.80	6.11	5.53	5.06	4.30	3.55	2.60	1.91	1.30	0.68	0.53	0.50	0.50	0.50	3.20
0.82	6.30	5.69	5.21	4.40	3.63	2.63	1.92	1.30	0.67	0.52	0.50	0.50	0.50	3.28
0.84	6.49	5.85	5.35	4.50	3.70	2.67	1.94	1.29	0.66	0.52	0.50	0.50	0.50	3.36
0.85	6.58	5.93	5.42	4.55	3.74	2.68	1.94	1.29	0.65	0.52	0.50	0.50	0.50	3.40
0.86	6.68	6.01	5.49	4.61	3.77	2.70	1.95	1.29	0.65	0.52	0.50	0.50	0.50	3.44
0.88	6.87	6.17	5.63	4.72	3.84	2.73	1.96	1.28	0.64	0.52	0.50	0.50	0.50	3.52
0.90	7.06	6.34	5.77	4.82	3.92	2.76	1.97	1.27	0.63	0.51	0.50	0.50	0.50	3.60
0.92	7.25	6.50	5.91	4.93	3.99	2.80	1.98	1.26	0.62	0.51	0.50	0.50	0.50	3.68
0.94	7.45	6.67	6.06	5.04	4.06	2.83	1.99	1.25	0.61	0.51	0.50	0.50	0.50	3.76
0.95	7.55	6.75	6.13	5.10	4.10	2.84	1.99	1.25	0.60	0.51	0.50	0.50	0.50	3.80
0.96	7.65	6.83	6.20	5.15	4.13	2.86	1.99	1.24	0.60	0.51	0.50	0.50	0.50	3.84
0.98	7.85	7.00	6.35	5.26	4.20	2.89	2.00	1.23	0.60	0.51	0.50	0.50	0.50	3.92

续表

Cv	P(%)													Cs
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
1.00	8.05	7.18	6.50	5.37	4.27	2.92	2.00	1.23	0.59	0.50	0.50	0.50	0.50	4.00
1.02	8.26	7.35	6.65	5.47	4.34	2.95	2.00	1.22	0.58	0.50	0.50	0.50	0.50	4.08
1.04	8.47	7.53	6.80	5.57	4.42	2.98	2.01	1.21	0.57	0.50	0.50	0.50	0.50	4.16
1.05	8.57	7.62	6.87	5.63	4.46	3.00	2.01	1.20	0.57	0.50	0.50	0.50	0.50	4.20
1.06	8.68	7.70	6.94	5.69	4.49	3.01	2.01	1.19	0.57	0.50	0.50	0.50	0.50	4.24
1.08	8.89	7.88	7.09	5.80	4.58	3.03	2.01	1.18	0.56	0.50	0.50	0.50	0.50	4.32
1.10	9.10	8.05	7.25	5.91	4.63	3.06	2.01	1.18	0.56	0.50	0.50	0.50	0.50	4.40
1.12	9.31	8.22	7.40	6.01	4.70	3.08	2.01	1.16	0.55	0.50	0.50	0.50	0.50	4.48
1.14	9.52	8.40	7.55	6.12	4.76	3.10	2.02	1.15	0.54	0.50	0.50	0.50	0.50	4.56
1.15	9.62	8.50	7.62	6.18	4.80	3.12	2.01	1.15	0.54	0.50	0.50	0.50	0.50	4.60
1.16	9.73	8.59	7.70	6.23	4.83	3.12	2.01	1.14	0.54	0.50	0.50	0.50	0.50	4.64
1.18	9.95	8.77	7.85	6.34	4.89	3.14	2.01	1.12	0.54	0.50	0.50	0.50	0.50	4.72
1.20	10.1	8.96	8.01	6.45	4.96	3.16	2.01	1.11	0.53	0.50	0.50	0.50	0.50	4.80
1.22	10.39	9.14	8.16	6.55	5.02	3.18	2.00	1.10	0.53	0.50	0.50	0.50	0.50	4.88
1.24	10.60	9.32	8.32	6.66	5.09	3.20	2.00	1.08	0.53	0.50	0.50	0.50	0.50	4.96
1.25	10.71	9.41	8.40	6.71	5.12	3.21	2.00	1.07	0.53	0.50	0.50	0.50	0.50	5.00
1.26	10.83	9.50	8.47	6.76	5.15	3.22	2.00	1.07	0.53	0.50	0.50	0.50	0.50	5.04
1.28	11.05	9.69	8.63	6.86	5.22	3.23	1.99	1.06	0.52	0.50	0.50	0.50	0.50	5.12
1.30	11.27	9.88	8.79	6.96	5.29	3.25	1.99	1.04	0.52	0.50	0.50	0.50	0.50	5.20
1.32	11.49	10.06	8.94	7.07	5.35	3.27	1.98	1.03	0.52	0.50	0.50	0.50	0.50	5.28
1.34	11.72	10.24	9.09	7.18	5.41	3.28	1.98	1.01	0.52	0.50	0.50	0.50	0.50	5.36
1.35	11.83	10.33	9.17	7.24	5.44	3.29	1.97	1.00	0.52	0.50	0.50	0.50	0.50	5.40
1.36	11.94	10.42	9.24	7.29	5.47	3.30	1.97	0.99	0.52	0.50	0.50	0.50	0.50	5.44
1.38	12.17	10.62	9.40	7.39	5.53	3.31	1.98	0.98	0.51	0.50	0.50	0.50	0.50	5.52

续表

Cv	P(%)													Cs
	0.2	0.33	0.5	1	2	5	10	20	50	75	90	95	99	
1.40	12.40	10.80	9.55	7.50	5.59	3.32	1.94	0.96	0.51	0.50	0.50	0.50	0.50	5.60
1.42	12.64	10.98	9.71	7.60	5.65	3.34	1.93	0.95	0.51	0.50	0.50	0.50	0.50	5.68
1.44	12.87	11.16	9.87	7.71	5.91	3.35	1.92	0.93	0.51	0.50	0.50	0.50	0.50	5.76
1.45	12.99	11.27	9.95	7.77	5.74	3.36	1.91	0.93	0.51	0.50	0.50	0.50	0.50	5.80
1.46	13.10	11.36	10.03	7.82	5.77	3.37	1.91	0.92	0.51	0.50	0.50	0.50	0.50	5.84
1.48	13.33	11.55	10.18	7.92	5.82	3.38	1.90	0.91	0.51	0.50	0.50	0.50	0.50	5.92
1.50	13.57	11.72	10.34	8.02	5.88	3.39	1.88	0.90	0.51	0.50	0.50	0.50	0.50	6.00
1.55	14.16	12.20	10.73	8.28	6.01	3.40	1.85	0.86	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	6.20
1.60	14.76	12.68	11.11	8.53	6.14	3.42	1.82	0.82	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	6.40

n																					
m	50	49	48	47	46	45	44	43	42	41	40	39	38	37	36	35	34	33	32	31	30
1	2.0	2.0	2.0	2.1	2.1	2.2	2.2	2.3	2.3	2.4	2.4	2.5	2.6	2.6	2.7	2.8	2.9	2.9	3.0	3.1	3.2
2	3.9	4.0	4.1	4.2	4.3	4.3	4.4	4.5	4.7	4.8	4.9	5.0	5.1	5.3	5.4	5.6	5.7	5.9	6.1	6.2	6.5
3	5.9	6.0	6.1	6.2	6.4	6.5	6.7	6.8	7.0	7.1	7.3	7.5	7.7	7.9	8.1	8.3	8.6	8.8	9.1	9.4	9.7
4	7.8	8.0	8.2	8.3	8.5	8.7	8.9	9.1	9.3	9.5	9.8	10.0	10.3	10.5	10.8	11.1	11.4	11.8	12.1	12.5	12.9
5	9.8	10.0	10.2	10.4	10.6	10.9	11.1	11.4	11.6	11.9	12.2	12.5	12.8	13.2	13.5	13.9	14.3	14.7	15.2	15.6	16.1
6	11.6	12.0	12.2	12.5	12.8	13.0	13.3	13.6	14.0	14.3	14.6	15.0	15.4	15.8	16.2	16.7	17.1	17.6	18.2	18.8	19.4
7	13.7	14.0	14.3	14.6	14.9	15.2	15.6	15.9	16.3	16.7	17.1	17.5	17.9	18.4	18.9	19.4	20.0	20.6	21.2	21.9	22.6
8	15.7	16.0	16.3	16.7	17.0	17.4	17.8	18.2	18.6	19.0	19.5	20.0	20.5	21.1	21.6	22.2	22.8	23.5	24.2	25.0	25.8
9	17.6	18.0	18.4	18.8	19.1	19.6	20.0	20.5	20.9	21.4	22.0	22.5	23.1	23.7	24.3	25.0	25.7	26.5	27.3	28.1	29.0
10	19.6	20.0	20.4	20.8	21.3	21.7	22.2	22.7	23.3	23.8	24.4	25.0	25.6	26.3	27.0	27.8	28.9	29.4	30.3	31.2	32.3
11	21.6	22.0	22.4	22.9	23.4	23.9	24.4	25.0	25.6	26.2	26.8	27.5	28.2	28.9	29.7	30.6	31.4	32.4	33.3	34.4	35.5
12	23.5	24.0	24.5	25.0	25.5	26.1	26.7	27.3	27.9	28.6	29.3	30.0	30.8	31.6	32.4	33.3	34.3	35.3	36.4	37.5	38.7
13	25.5	26.0	26.5	27.1	27.7	28.3	28.9	29.6	30.2	31.0	31.7	32.5	33.3	34.2	35.1	36.1	37.1	38.2	39.4	40.6	41.9
14	27.5	28.0	28.6	29.2	29.8	30.4	31.1	31.8	32.6	33.3	34.2	35.0	35.9	36.8	37.8	38.9	40.0	41.2	42.4	43.8	45.2
15	29.4	30.0	30.6	31.2	31.9	32.6	33.3	34.1	34.9	35.7	36.6	37.5	38.5	39.5	40.5	41.7	42.9	44.1	45.5	46.8	48.4
16	31.4	32.0	32.7	33.3	34.0	34.8	35.6	36.4	37.2	38.1	39.0	40.0	41.0	42.1	43.2	44.4	45.7	47.1	48.5	50.0	51.6
17	33.3	34.0	34.7	35.4	36.2	37.0	37.8	38.6	39.5	40.5	41.5	42.5	43.6	44.7	45.9	47.2	48.6	50.0	51.5	53.1	54.8
18	35.3	36.0	36.7	37.5	38.3	39.1	40.0	40.9	41.9	42.9	43.9	45.0	46.2	47.4	48.6	50.0	51.4	52.9	54.5	56.2	58.1
19	37.3	38.0	38.8	39.6	40.4	41.3	42.2	43.2	44.2	45.2	46.3	47.4	48.5	49.7	51.0	52.3	53.8	55.5	57.2	59.1	61.3
20	39.2	40.0	40.8	41.7	42.6	43.5	44.4	45.5	46.5	47.6	48.8	50.0	51.3	52.6	54.1	55.6	57.1	58.8	60.6	62.5	64.5
21	41.2	42.0	42.9	43.8	44.7	45.7	46.7	47.7	48.8	50.0	51.2	52.5	53.8	55.3	56.8	58.3	60.0	61.8	63.8	65.6	67.7
22	43.1	44.0	44.9	45.8	46.8	47.8	48.9	50.0	51.2	52.4	53.7	55.0	56.4	57.9	59.5	61.1	62.9	64.7	66.7	68.8	71.0
23	45.1	46.0	46.9	47.9	48.9	50.0	51.1	52.2	53.3	54.5	55.7	57.0	58.4	60.0	61.6	63.3	65.1	66.9	68.9	71.1	73.4
24	47.1	48.0	49.0	50.0	51.1	52.2	53.3	54.5	55.7	57.1	58.5	60.0	61.6	63.3	64.9	66.6	68.6	70.6	72.7	75.0	77.4
25	49.0	50.0	51.0	52.1	53.2	54.3	55.5	56.6	58.0	59.5	61.0	62.5	64.1	65.8	67.6	69.4	71.4	73.5	75.8	78.1	80.6
26	51.0	52.0	53.1	54.2	55.3	56.5	57.8	59.1	60.5	61.9	63.4	65.0	66.7	68.4	70.3	72.2	74.3	76.5	78.8	81.2	83.9
27	52.9	54.0	55.1	56.2	57.4	58.7	60.0	61.4	62.8	64.3	65.8	67.5	69.2	71.1	73.0	75.0	77.1	79.4	81.8	84.4	87.1
28	54.9	55.0	57.1	58.3	59.6	60.9	62.2	63.6	65.1	66.7	68.3	70.0	71.8	73.7	75.7	77.8	80.0	82.4	84.8	87.5	90.3
29	56.9	58.0	59.2	60.4	61.7	63.0	64.4	65.9	67.4	69.0	70.7	72.5	74.4	76.3	78.4	80.6	82.9	85.3	87.9	90.6	93.5
30	58.8	60.0	61.2	62.5	63.8	65.2	66.7	68.2	69.8	71.4	73.2	75.0	76.9	78.9	81.1	83.3	85.7	88.2	90.9	93.8	96.8
31	60.8	62.0	63.3	64.6	66.0	67.4	68.9	70.5	72.1	73.8	75.6	77.5	79.5	81.6	83.8	86.1	88.6	91.2	93.9	96.9	
32	62.7	64.0	65.3	66.7	68.1	69.6	71.1	72.7	74.4	76.2	78.0	80.0	82.1	84.2	86.5	88.9	91.4	94.1	97.0		
33	64.7	66.0	67.3	68.8	70.2	71.7	73.3	75.0	76.7	78.6	80.5	82.5	84.6	86.8	89.2	91.7	94.3	97.1			
34	66.7	68.0	69.4	70.8	72.3	73.9	75.6	77.3	79.1	81.0	82.9	85.0	87.2	89.5	91.9	94.4	97.1				
35	68.6	70.0	71.4	72.9	74.5	76.1	77.8	79.5	81.4	83.3	85.4	87.5	89.7	92.1	94.6	97.2					
36	70.6	72.0	73.5	75.0	76.6	78.3	80.0	81.8	83.7	85.7	87.8	90.0	92.3	94.7	97.3						
37	72.5	74.0	75.5	77.1	78.7	80.4	82.2	84.1	86.0	88.1	90.2	92.4	94.8	97.4							
38	74.5	76.0	77.6	79.2	80.8	82.6	84.4	86.4	88.4	90.5	92.7	95.0	97.4								
39	76.5	78.0	79.6	81.2	83.0	84.8	86.7	88.6	90.7	92.9	95.1	97.5									
40	78.4	80.0	81.6	83.3	85.1	87.0	88.9	90.9	93.0	95.2	97.6										
41	80.4	82.0	83.7	85.4	87.2	89.1	91.1	93.2	95.3	97.6											
42	82.4	84.0	85.7	87.5	89.4	91.3	93.3	95.5	97.7												
43	84.3	86.0	87.8	89.6	91.5	93.5	95.6	97.7													
44	86.3	88.0	89.8	91.7	93.6	95.7	97.8														
45	88.2	90.0	91.8	93.8	95.7	97.8															
46	90.2	92.0	93.9	95.8	97.9																
47	92.2	94.0	95.9	97.9																	
48	94.1	96.0	98.0																		
49	96.1	98.0																			
50	98.0																				

$$\frac{m}{n-1} \cdot 100\% \text{表}$$

表附-3-10

[illegible]

表附-3-11

谢才系数 C 值表

按 $C = \frac{1}{n} R^2$, $y = 2.5\sqrt{n} - 0.13 - 0.75\sqrt{R} (\sqrt{n} - 0.10)$ 计算

$R(m)$	0.011	0.012	0.013	0.014	0.015	0.017	0.018	0.020	0.0225	0.025	0.0275	0.030	0.035	0.040
0.01	49.55	43.09	37.88	32.51	29.85	24.11	21.82	18.11	14.67	12.05	9.82	8.88	6.17	4.72
0.02	54.30	47.64	42.18	37.62	33.78	27.68	25.23	21.21	17.45	14.35	12.00	10.52	7.83	6.14
0.03	57.19	50.53	44.96	40.17	36.31	30.01	27.45	23.26	19.32	16.23	13.55	11.92	9.03	7.16
0.04	59.54	52.69	47.03	42.26	38.22	31.77	29.15	25.84	20.70	17.38	14.77	13.00	9.98	7.98
0.05	61.17	54.41	48.69	43.87	39.77	33.21	30.54	26.13	21.85	18.60	16.00	13.95	10.90	8.70
0.06	62.83	55.88	50.10	45.24	41.08	34.43	31.72	27.23	22.90	19.50	16.90	14.76	11.50	9.27
0.07	64.14	57.13	51.31	46.41	42.25	35.51	32.75	28.22	23.90	20.40	17.70	15.46	12.20	9.86
0.08	65.17	58.25	52.40	47.46	43.24	36.45	33.68	29.07	24.60	21.10	18.40	16.10	12.80	10.30
0.09	66.30	59.24	53.37	48.40	44.16	37.31	34.51	29.85	25.25	21.85	18.75	16.72	13.20	10.83
0.10	67.36	60.33	54.46	49.43	45.07	38.00	35.06	30.85	26.00	22.40	19.60	17.30	13.80	11.20
0.12	69.00	61.92	56.00	50.88	46.47	39.29	36.34	32.05	27.20	23.50	20.60	18.30	14.70	12.10
0.14	70.36	63.25	57.30	52.14	47.74	40.47	37.50	33.10	28.20	24.50	21.60	19.10	15.40	12.80
0.16	71.64	64.50	58.46	53.29	48.80	41.53	38.50	34.05	29.20	25.40	22.40	19.90	16.10	13.40
0.18	72.73	65.58	59.46	54.29	49.80	42.47	39.45	34.80	30.00	26.20	23.20	20.60	16.73	14.00
0.20	73.73	66.50	60.46	55.21	50.74	43.35	40.28	35.65	30.80	26.90	23.80	21.30	17.40	14.50
0.22	74.64	67.42	61.31	56.07	51.54	44.11	40.89	36.40	31.50	27.60	24.50	21.90	17.93	15.00
0.24	75.55	68.23	62.08	56.86	52.34	44.88	41.78	37.10	32.20	28.30	25.10	22.50	18.50	15.50
0.26	76.27	69.00	62.85	57.75	53.00	45.53	42.45	37.90	32.80	28.80	25.70	23.00	18.90	16.00
0.28	77.00	69.75	63.54	58.29	53.67	46.17	43.06	38.25	33.40	29.40	26.20	23.50	19.40	16.40
0.30	77.73	70.42	64.23	58.93	54.34	46.82	43.67	38.85	33.90	29.90	26.70	24.00	19.90	16.80
0.32	78.36	71.08	64.85	59.50	54.94	47.35	44.23	39.35	34.40	30.30	27.15	24.40	20.30	17.20
0.34	79.00	71.67	65.46	60.07	55.47	47.94	44.78	39.85	34.90	30.80	27.16	24.90	20.70	17.60
0.36	79.30	72.10	65.80	60.50	56.02	48.60	45.50	40.30	35.20	31.10	27.70	25.10	20.90	17.80
0.38	79.64	72.25	66.00	60.64	56.07	48.80	45.80	40.85	35.40	31.30	27.60	25.30	21.10	18.00
0.40	80.18	72.75	66.54	61.22	56.54	48.94	45.78	40.80	35.60	31.40	28.00	25.43	21.17	18.00
0.45	81.91	74.50	68.23	63.85	58.20	50.53	47.34	42.00	36.97	32.76	29.31	26.56	22.31	19.00
0.50	83.09	75.67	69.31	65.30	59.27	51.59	48.39	43.25	37.91	33.64	30.14	27.40	23.06	19.75
0.55	84.00	76.67	70.31	66.93	60.20	52.53	49.28	44.10	38.75	34.44	30.94	28.20	23.74	20.40

续表

$R(m)$	0.011	0.012	0.013	0.014	0.015	0.017	0.018	0.020	0.0225	0.025	0.0275	0.030	0.035	0.040
0.60	85.09	77.58	71.23	65.86	61.14	53.41	50.17	44.90	39.51	35.20	31.67	28.90	24.4	21.03
0.65	86.0	78.42	72.08	66.9	61.94	54.17	50.95	45.9	40.8	36.2	32.8	29.8	25.3	21.9
0.70	86.82	79.4	73.0	67.6	62.74	55.2	51.13	46.6	41.2	36.9	33.4	30.4	25.8	22.4
0.80	88.3	80.8	74.5	69.0	64.20	56.5	53.12	47.9	42.4	38.0	34.5	31.5	26.8	23.4
0.90	89.4	82.1	75.5	69.9	65.47	57.5	54.39	48.8	43.2	38.9	35.5	32.3	27.6	24.1
1.00	90.9	83.3	76.9	71.4	66.67	58.8	55.56	50.0	44.4	40.0	36.4	33.3	28.6	25.0
1.10	92.0	84.4	78.0	72.5	67.54	59.8	56.34	50.9	45.3	40.9	37.3	34.1	29.3	25.7
1.20	93.1	85.4	79.0	73.4	68.40	60.7	57.12	51.8	46.1	41.6	38.0	34.8	30.0	26.3
1.30	94.0	86.3	79.9	74.3	69.14	61.5	57.78	52.5	46.9	42.3	38.7	35.5	30.6	26.9
1.40	94.8	87.1	80.7	75.1	69.87	62.2	58.45	53.2	47.5	43.0	39.3	36.1	31.1	27.5
1.50	95.7	88.0	81.5	75.9	70.54	62.9	59.06	53.9	48.2	43.6	39.8	36.7	31.7	28.0
1.60	96.5	88.7	82.2	76.5	71.20	63.8	59.62	54.5	48.7	44.1	40.4	37.2	32.2	28.5
1.70	97.3	89.5	82.9	77.2	71.80	64.3	60.17	55.1	49.3	44.7	41.0	37.7	32.7	28.9
1.80	98.0	90.1	83.5	77.8	72.40	64.8	60.67	55.6	49.8	45.1	41.4	38.1	33.0	29.3
1.90	98.6	90.8	84.2	78.4	72.94	65.4	61.17	56.1	50.3	45.6	41.8	38.5	33.4	29.7
2.00	99.3	91.4	84.8	79.0	73.47	65.9	61.67	56.6	50.8	46.0	42.3	38.9	33.8	30.0
2.50	102.1	94.1	87.3	81.6	75.8	68.1	63.73	58.7	52.7	47.9	43.9	40.6	35.4	31.5
3.00	104.5	96.2	89.4	83.4	77.74	69.8	65.51	60.3	54.2	49.3	45.3	41.9	36.6	32.5
3.50	106.4	97.9	91.1	85.3	79.59	71.3	67.30	61.5	55.4	50.3	46.3	42.8	37.4	33.3
4.00	108.1	99.6	92.7	86.5	80.34	72.5	68.39	62.5	56.2	51.2	47.1	43.6	38.1	33.9
5.00	111.0	102.0	95.0	88.7	83.34	74.2	70.75	64.1	57.6	51.6	48.2	44.6	38.9	34.6

岩石容许 (不冲刷) 流速表 附录-3-12 (一)

岩石名称	岩石表面粗糙时						岩石表面光滑时					
	水流平均深度 (m)											
	0.4	1.0	2.0	3.0	0.4	1.0	2.0	3.0	0.4	1.0	2.0	3.0
	平均流速 (m/s)											
沉积岩	砾岩、泥灰岩、板岩、页岩	2.1	2.5	2.9	3.1							
	砾石灰岩、灰质砂岩、白云质砂岩、紧密砾石、	2.5	3.0	3.4	3.7	4.2	5.0	5.7	6.2			
	白云质砂岩、紧密的非层状石灰岩、硅质石灰岩	3.7	4.5	5.2	5.6	5.8	7.0	8.0	8.7			
结晶岩	大理岩、花岗岩、正长岩、辉长岩、(极限抗压强度 $700 \times 10^5 \sim 1800 \times 10^5 \text{Pa}$)	16	20	23	25	25	25	25	25	25	25	25
	凝灰岩、安山岩、玄武岩、辉绿岩、石英岩 (极限抗压强度 $1600 \times 10^5 \sim 2200 \times 10^5 \text{Pa}$)	21	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25

注. 1. 表中岩石系无裂隙, 且岩石新鲜未风化者, 若有裂隙, 且风化, 则容许流速应视裂隙情况及风化程度予以减少。如岩石风化很严重 (有碎块), 则其容许流速可根据碎块的大小及其容重按非粘性土壤容许 (不冲刷) 平均流速数据采用;

2. 当水深大于 3m 时, 按 $V_y = H m^{0.2} \cdot V$ (m/s) 公式计算, 式中 $H m$ 为平均水深 (m), V 为 1m 水深时的容许流速 (m/s)。

表附-3-12(三)

无粘性土的容许(不冲刷)流速表

土类名称	特 性	土粒大小 (mm)	水流的平均深度(m)					
			断面平均流速(不冲刷流速)(m/s)					
			0.4	1.0	2.0	3.0	5.0	>10.0
粘土和淤泥	含有细砂的粘土和淤泥、种植土	0.005~0.05	0.15~0.20	0.20~0.30	0.25~0.40	0.30~0.45	0.40~0.55	0.45~0.65
细 砂	含有中砂的细砂	0.05~0.25	0.20~0.35	0.30~0.45	0.40~0.55	0.45~0.60	0.55~0.70	0.65~0.80
中 砂	含有粘土的中砂, 含有粗砂的中砂	0.25~1.00	0.35~0.50	0.45~0.60	0.55~0.70	0.60~0.75	0.70~0.85	0.80~0.95
粗 砂	含有砾石的粗砂	1.00~2.50	0.50~0.65	0.60~0.75	0.70~0.80	0.75~0.90	0.85~1.00	0.95~1.20
小砾砂	含有中砾石的小砾石	2.5~5.00	0.65~0.80	0.75~0.85	0.80~1.00	0.90~1.10	1.00~1.20	1.20~1.50
中砾砂	含有砂和小砾石的中砾石	5.00~10.00	0.80~0.90	0.85~1.05	1.00~1.15	1.10~1.30	1.20~1.45	1.50~1.75
大砾砂	含有砂和中砾石的大砾石	10.00~15.00	0.90~1.10	1.05~1.20	1.15~1.35	1.30~1.50	1.45~1.65	1.75~2.00
小卵石	含有砂和砾石的小卵石	15.00~25.0	1.10~1.25	1.20~1.45	1.35~1.65	1.50~1.85	1.65~2.00	2.00~2.30
中卵石	含有砾石的中卵石	25.0~40.0	1.25~1.50	1.45~1.85	1.65~2.10	1.85~2.30	2.00~2.45	2.30~2.70
大卵石	含有砾石的大卵石	40.0~75.0	1.50~2.00	1.85~2.40	2.10~2.75	2.30~3.10	2.45~3.30	2.70~3.60
小砾石	含有卵石的小砾石	75.0~100	2.00~2.45	2.40~2.80	2.75~3.20	3.10~3.50	3.30~3.80	3.60~4.20
中砾石	含有大砾石的中砾石	100~150	2.45~3.00	2.80~3.35	3.20~3.75	3.50~4.10	3.80~4.40	4.20~4.50
大砾石	含有小砾石和卵石的大砾石	150~200	3.00~3.50	3.35~3.80	3.75~4.30	4.10~4.65	4.40~5.00	4.50~5.40
小砾石	含有卵石的小砾石	200~300	3.50~3.85	3.80~4.35	4.30~4.70	4.65~4.90	5.00~5.50	5.40~5.90
中砾石	含有卵石的中砾石	300~400	—	4.35~4.75	4.70~4.95	4.90~5.30	5.50~5.60	5.90~6.00
特大砾石	大的砾石	400~≥500	—	—	4.95~5.35	5.30~5.50	5.60~6.00	6.00~6.20

注: 1. 本表的每一栏中, 流速的下限相当于土粒大小的下限, 流速的上限相当于土粒大小的上限;

2. 表中的流速值不应内插, 当土粒大小和水深介于表中所列数值之间时, 流速应采用与表中土粒和水深最接近的数值。

铺砌及防护渠道容许(不冲刷)流速表

表附-3-12(四)

铺砌及防护类型	水流平均深度(m)			
	0.4	1.0	2.0	3.0
	平均流速(m/s)			
平铺草皮	0.6	0.8	0.9	1.0
迭铺草皮	1.5	1.8	2.0	2.2
仔细铺筑的树枝茎面	1.8	2.2	2.5	2.7
堆石	根据石块粒度按表决定			
竹笼中堆石	根据石块粒度按表决定,增加10%			
单层铺石(石块尺寸15cm)	2.5	3.0	3.5	3.8
单层铺石(石块尺寸20cm)	2.9	3.5	4.0	4.3
双层铺石(石块尺寸15cm)	3.1	3.7	4.3	4.6
双层铺石(石块尺寸20cm)	3.6	4.3	5.0	5.4
铁丝石笼	达4.2	达5.0	达5.7	达6.2
水泥砂浆砌砖,水工砖标号不低于30号	1.6	2.0	2.3	2.5
水泥砂浆砌软弱沉积岩块石砌体,石材标号不低于100号	2.9	3.5	4.0	4.4
水泥砂浆砌中等强度沉积岩块石砌体	5.8	7.0	8.1	8.7
水泥砂浆砌石,石材标号不低于300号	7.1	8.5	9.8	11

注:1. 表中数值不可内插,如水流深度在表列之间,则采用较接近的数值;

2. 当平均水深大于30m时,按 $V_y = H_m^{0.2} \cdot V_1$ 公式计算, H_m 为平均水深(m), V_1 为水深1m时的容许流速(m/s)。

附录-3-12(五)

构筑物容许(不冲刷)流速表

材 料 名 称	一 般 条 件				修理很困难时			
	水 流 平 均 深 度 (m)				水 流 平 均 深 度 (m)			
	0.4	1.0	2.0	3.0	0.4	1.0	2.0	3.0
平 均 流 速 (m/s)								
砖砌体, 水工砖标号不低于30号 软弱沉积岩状石砌体, 石材标号不低于100号 中等强度沉积岩状石砌体 坚硬石料的块石砌体, 石材标号不低于300号 混凝土标号为100号 混凝土标号为150号 混凝土标号为200号 混凝土标号为250号 木 材	2.9	3.5	4.0	4.4	1.4	1.7	2.0	2.2
	5.0	6.0	6.9	7.5	2.5	3.0	3.4	3.7
	10	12	14	15	5.0	6.0	6.9	7.5
	12	14	16	18	6.0	7.2	8.3	9.0
	18	22	24	25	9	11	12	14
	24	25	25	25	12	14	16	18
	25	25	25	25	13	16	19	20
	25	25	25	25	15	18	21	23
	25	25	25	25	12	15	17	18
	25	25	25	25	12	15	17	18

注: 当水深大于3.0m时, 按 $V_y = H_m^{0.2} \cdot V_1$ 公式计算, H_m 为平均水深(m), K_1 为水深1m时的容许流速(m/s)。

隧洞和管道的容许(不冲刷)流速

表附-3-12(六)

构筑物名称	管 (洞) 直 径 (m)				
	1.0	2.0	3.2	4.4	5.0
	平 均 流 速 (m/s)				
在大理岩、花岗岩、辉长岩 (极限抗压强度68.64655~156.9064MPa) 中开凿的压力隧洞, 无衬砌	沿面开凿光滑者	26	30	32	34
	沿面开凿粗糙者	17	20	22	23
	在凝灰、安山岩、玄武岩、辉绿岩、石英岩 (极限抗压强度156.9064~215.7463MPa或以上) 中开凿的压力隧洞, 无衬砌	35	40	43	46
	沿面开凿粗糙者	23	26	28	30
钢筋混凝土管, 有混凝土衬砌的压力隧洞, 且表面 (或喷浆面) 施工良好	混凝土标号	C25	32	37	40
		C20	29	33	36
		C15	25	29	31
		C10	19	22	24
木 管		26	30	32	34
钢 管		26	30	32	34
		容许所通过的任意流速, 其容许流速及衬砌标号的选择取决于管道的构造、经济因素, 可能发生的磨蚀及锈蚀等条件			

注: 1. 表中数值系按材料强度条件决定而容许 (不冲刷) 流速, 其中前 4 项系指无裂缝的未风化岩石, 若岩石有裂缝且风化, 应视裂缝及风化程度予以降低。
2. 如水中含有可溶盐和细砂时, 其容许流速值应视两次清洗检查间隔之间的历时长短及可溶盐和细砂的含量与成份予以降低。

经常性水流河床糙率

表附-3-13(一)

类 次	河 槽 特 征	曼宁公式采用的平均值	
		平均水深(m)	n
1	半山区河流的平整河槽(砾石、卵石的河床)	2	0.024
		4	0.023
		6	0.023
		10	0.023
2	半山区河流中等弯曲的河槽; 平原河流的平整河槽(土质河床)	2	0.026
		4	0.025
		6	0.025
		10	0.024
3	半山区河流极度弯曲的河槽, 有支流和岔河; 平原河流中等弯曲的河槽	2	0.031
		4	0.029
		6	0.029
		10	0.028
4	平原河流极度弯曲的河槽, 有支流及岔河; 山区河流的河槽(砾石、大砾石河床)	2	0.035
		4	0.033
		6	0.032
		10	0.030
5	平原河流极度弯曲的河槽, 河岸有杂草; 山区河流具有大砾石河床的河槽, 浅的荒溪	2	0.045
		4	0.040
		6	0.038
		10	0.036
6	呈均匀流的多石滩河段, 无杂草的河滩	2	0.069
		4	0.053
		6	0.051
		10	0.048
7	中等情况的多石滩河段, 25%蔓生杂草的河滩	2	0.092
		4	0.077
		6	0.065
		10	0.060
8	具有大砾石的石滩段, 个别部分水流方向特别不规则, 50%蔓生杂草的河滩	2	0.115
		4	0.095
		6	0.080
		10	0.073
9	75%蔓生杂草的河滩	2	0.150
		4	0.122
		6	0.101
		10	0.092
10	100%蔓生杂草的河滩	2	0.240
		4	0.195
		6	0.160
		10	0.142

人工渠槽粗糙系数n值表

表附-3-13(二)

类别	渠 道 表 面 的 性 质	n
土 渠	坚实光滑土渠	0.017
	砂土渠	0.020
	砂砾底砌石坡渠道	0.020~0.022
	细砾石(D10~20mm)渠道	0.022
	中砾石(D20~50mm)渠道	0.025
	粗砾石(D50~150mm)渠道	0.030
	散布粗石块的土渠	0.033~0.040
	野草丛生的砂壤土渠或砾石渠	0.040~0.050
石 渠	中等粗糙的凿石渠	0.033~0.040
	细致爆开的凿石渠	0.040~0.050
	粗劣的极不规则的凿岩	0.050~0.065
圪 工 渠	整齐勾缝的浆砖渠	0.013
	细琢条石	0.014
	细致浆砌碎石渠	0.013
	一般浆砌碎石渠	0.017
	粗糙浆砌碎石渠	0.020
混 凝 土 渠	水泥浆抹光	0.01
	钢模板浇筑混凝土	0.010~0.011
	水泥浆粉刷	0.0105~0.011
	混凝土碾光	0.011
	模板较光,高灰分的光混凝土	0.011~0.013
	木模板不加喷浆的混凝土	0.014~0.0155
	表面较光的夯打混凝土	0.0155~0.0165
	表面干净的旧混凝土	0.0165
	粗糙的混凝土衬砌	0.018
	表面不整齐的混凝土	0.020

附3.3 水文地质条件分类

水文地质条件分类表

表附-3-14

类 型	内 容
水文地质条件简单类型	矿层位于地下水位之上,或矿层位于地下水位之下,含水层的充水空间不发育,涌水量小(钻孔单位涌水量 $q < 0.1 \text{ L/s} \cdot \text{m}$),与地表水无水力联系;虽然含水层充水空间发育,但距离矿层较远,其间岩层结构致密,并有良好的隔水层,同时断层导水性微弱
水文地质条件中等类型	矿层顶底板或附近有充水空间较发育、涌水量中等(钻孔单位涌水量 $q = 0.1 \sim 1 \text{ L/s} \cdot \text{m}$)的含水层,虽有隔水层,也不稳定,断层导水性弱,地表水与地下水无水力联系,或有水力联系,但对矿层开采无甚影响
水文地质条件复杂类型	矿层顶板或底板直接与充水空间发育、涌水量大(钻孔单位涌水量 $q > 1 \text{ L/s} \cdot \text{m}$)的含水层接触;虽不直接接触,但含水层位于未来坑道顶板裂隙带可能高度内;或底板隔水层强度不足以对抗含水层静水压力的破坏,地质构造复杂,断层导水,地下水与地表水有水力联系

注:引自《矿山井巷工程施工及验收规范》GBJ213-79 1980年。

附3.4 环境水对混凝土侵蚀性的判别标准

表附-3-15 (一)

环境水对混凝土侵蚀性的标准表

混凝土的 临水情形 (周围环境)	结构物的最 小横向尺寸 厚度 (m)	不受水压的建筑物						受水压的建筑物					
		普通硅酸盐水泥混凝土			普通的和抗硫酸盐的火山灰质硅酸盐水泥, 含砂火山灰质硅酸盐水泥及矿渣硅酸盐水泥			普通的和抗硫酸盐的火山灰质硅酸盐水泥, 含砂火山灰质硅酸盐水泥及矿渣硅酸盐水泥			普通的和抗硫酸盐的火山灰质硅酸盐水泥, 含砂火山灰质硅酸盐水泥及矿渣硅酸盐水泥		
		A	B	C	A	B	C	A	B	C	A	B	C
露天灌溉或渗透系数大于10 ⁻⁶ m/d的土壤	<0.5	1.50	6.7	5.0	0.5	6.7	0	2.0	7.0	0	0.7	7.0	0
	0.5~2.5	0.75	6.2	20	无标准	6.4	15	1.2	6.5	10	0.4	6.7	5
	>2.5	0.40	5.7	30	无标准	6.0	25	0.7	6.0	20	无标准	6.2	15
渗透系数为10~0.1m/d的土壤	<0.5	0.75	6.2	40	无标准	6.4	30	1.0	6.4	25	无标准	6.6	20
	0.5~2.5	0.40	5.2	80	无标准	5.5	60	0.6	5.7	50	无标准	6.0	40
	>2.5	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	5.2	80	无标准	5.5	70
渗透系数小于0.1m/d的土壤	<0.5	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	5.2	80	无标准	5.5	70
	0.5~2.5	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准
	>2.5	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准	无标准

注: 1. A为环境水析出性侵蚀性的标准。(1)重碳酸盐碱度用1升水中所含HCO₃⁻离子毫克当量表示;(2)水的重碳酸盐碱度(毫克当量数)小于本表中数值时,即被认为具有侵蚀性。

2. B为环境水一般稳定性侵蚀性的标准。水的氢离子浓度(pH)数值小于本表中数值时,即被认为具有侵蚀性。

3. C为环境水硫酸盐侵蚀性的标准。水中游离硫酸盐含量的mg/L数超过按公式 $a(Ca) + b + k$ 算得的数值时,即被认为具有侵蚀性,公式中a与b为根据表附-3-15查得的系数,k为根据本表查得的系数(不要与渗透系数混淆)。

表附-3-15(二)

环境水对混凝土侵蚀性的标准表

混凝土的 临水情形 (周围环境)	结构物的最 小横向尺寸 厚度(m)	不受水压的建筑物			受水压的建筑物		
		普通的和抗硫酸盐的硫酸盐水泥			普通的和抗硫酸盐的硫酸盐水泥		
		A	B	普通和抗硫酸盐的火山灰质硅酸盐水泥, 含砂火山灰质硅酸盐水泥及矿渣硅酸盐水泥	A	B	普通和抗硫酸盐的火山灰质硅酸盐水泥, 含砂火山灰质硅酸盐水泥及矿渣硅酸盐水泥
露天水源或砂 透系数大于10 m/d的土壤	<0.5	3000	6000	4000	2500	5000	3500
	0.5~2.5	3000	7000	4000	2500	6000	3500
	>2.5	3500	8000	4500	3000	7000	4000
渗透系数为 10~0.1m/d 的土壤	<0.5	3000	8000	4000	2500	7000	3500
	0.5~2.5	3500	9000	4500	3000	8000	4000
	>2.5	4000	无标准	5000	3500	无标准	4500
渗透系数小 于0.1m/d的 土壤	<0.5	3500	无标准	4500	3000	9000	4000
	0.5~2.5	4000	无标准	5000	3500	无标准	4500
	>2.5	5000	无标准	6000	4500	无标准	5000

注: 1. A为环境水硫酸盐侵蚀性的标准, 本表适用于抗硫酸盐的硫酸盐水泥, 火山灰质硅酸盐水泥, 含砂火山灰质硅酸盐水泥及矿渣硅酸盐水泥, 水中 SO_4^{2-} 离子含量的mg/L数超过表中数值时, 即认为具有侵蚀性, 其中数值与 Cl^- 离子含量无关。

2. B为环境水镁盐侵蚀性的标准。(1) 水中 Mg^{2+} 离子含量mg/L数不小于1000mg/L, 且超过按公式 $K = (\text{SO}_4^{2-})$ 算得的数值时, 即认为具有侵蚀性, 公式中 (SO_4^{2-}) 表示 SO_4^{2-} 离子含量的mg/L数, K值为根据本表查得的系数。(2) Mg^{2+} 离子含量小于1000mg/L时, 该种环境水即被认为不具有侵蚀性的侵蚀性, 而与 SO_4^{2-} 离子含量无关。

附录-3-16

碳酸性侵蚀判定标准系数 α 与 b 值表

重碳酸盐碱度		Cl ⁻ 和SO ₄ ²⁻ 离子的总含量 (Mg/L)											
(度)	毫克当量	0~200		201~400		401~600		601~800		801~1000		>1000	
		α	b	α	b	α	b	α	b	α	b	α	b
4	1.4	0.01	16	0.01	17	0.01	17	0.00	17	0.00	17	0.00	17
5	1.8	0.04	17	0.04	18	0.03	17	0.02	18	0.02	18	0.02	18
6	2.1	0.07	19	0.06	19	0.05	18	0.04	18	0.04	18	0.04	18
7	2.5	0.10	21	0.08	20	0.07	19	0.06	18	0.06	18	0.05	18
8	2.9	0.13	23	0.11	21	0.09	19	0.08	18	0.07	18	0.07	18
9	3.2	0.16	25	0.14	22	0.11	20	0.10	19	0.09	18	0.08	18
10	3.6	0.20	27	0.17	23	0.14	21	0.12	19	0.11	18	0.10	18
11	4.0	0.24	29	0.20	24	0.16	22	0.15	20	0.13	19	0.12	19
12	4.3	0.28	32	0.24	26	0.19	23	0.17	21	0.16	20	0.14	20
13	4.7	0.32	34	0.28	27	0.22	24	0.20	22	0.19	21	0.17	21
14	5.0	0.36	36	0.32	29	0.25	26	0.23	23	0.22	22	0.19	22
15	5.4	0.40	38	0.36	30	0.29	27	0.26	24	0.24	23	0.22	23
16	5.7	0.44	41	0.40	32	0.32	28	0.29	26	0.27	24	0.25	24
17	6.1	0.48	43	0.44	34	0.36	30	0.33	26	0.30	25	0.28	25
18	6.4	0.54	46	0.47	37	0.40	32	0.36	28	0.33	27	0.31	27
19	6.8	0.61	48	0.51	39	0.44	33	0.40	30	0.37	29	0.34	28
20	7.1	0.67	51	0.55	41	0.48	35	0.44	31	0.41	30	0.38	29
21	7.5	0.74	53	0.60	43	0.53	37	0.48	33	0.45	31	0.41	31
22	7.8	0.81	55	0.65	45	0.58	38	0.53	34	0.49	33	0.44	32
23	8.2	0.88	58	0.70	47	0.63	40	0.58	35	0.53	34	0.48	33
24	8.6	0.98	60	0.76	49	0.68	42	0.63	37	0.57	36	0.52	35
25	9.0	1.04	63	0.81	51	0.73	44	0.67	39	0.61	38	0.56	37

注：本表根据《水利水电工程地质勘察资料内业整理规程》SDJ19-78（试行），水利出版社，1978年。

附3.5 降水孔疏干用深井泵和潜水泵系列、 规格及主要技术性能

丁型深井泵规格及主要技术性能表(沈阳水泵厂)

表附-3-17

泵 型 号	流 量 Q		总扬程 H (m)	转速 n (r/min)	功率 N (kW)		泵效率 η (%)	泵体最大 外径 D_{10} (mm)	叶轮直径 D (mm)	泵质量 W (kg)
	(m^3/h)	(L/s)			轴功率	电机功率				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
4J10×12	7.92	2.20	60.0	2940	2.4	5.5	55	95	72	
	10.00	2.78	54.0				60			
	11.88	3.30	48.0				62			
4J10×16	7.92	2.20	80.0	2940	3.2	5.5	55	95	72	
	10.00	2.78	72.0				60			
	11.88	3.30	64.0				62			
4J10×20	7.92	2.20	100.0	2940	4.0	5.5	55	95	72	
	10.00	2.78	90.0				60			
	11.88	3.30	80.0				62			
4J10×24	7.92	2.20	120.0	2940	4.8	7.5	55	95	72	
	10.00	2.78	108.0				60			
	11.88	3.30	96.0				62			
4J10×28	7.92	2.20	140.0	2940	5.6	7.5	55	95	72	
	10.00	2.78	126.0				60			
	11.88	3.30	112.0				62			
4J10×32	7.92	2.20	160.0	2940	6.4	11	55	95	72	
	10.00	2.78	144.0				60			
	11.88	3.30	128.0				62			
4J10×36	7.92	2.20	140.0	2940	7.2	11	55	95	72	
	10.00	2.78	162.0				60			
	11.88	3.30	144.0				62			
4J10×40	7.92	2.20	200.0	2940	8.0	11	55	95	72	
	10.00	2.78	180.0				60			
	11.88	3.30	160.0				62			
4J10×44	7.92	2.20	220.0	2940	8.8	11	55	95	72	
	10.00	2.78	198.0				60			
	11.88	3.30	176.0				62			
4J10×48	7.92	2.20	240.0	2940	9.6	15	55	95	72	
	10.00	2.78	206.0				60			
	11.88	3.30	192.0				62			
4J10×52	7.92	2.20	260.0	2940	10.4	15	55	95	72	
	10.00	2.78	234.0				60			
	11.88	3.30	208.0				62			

续表

泵 型 号	流 量 Q		总扬程 H (m)	转速 n (r/min)	功率 N (kW)		泵效率 η (%)	泵体最大 外径 D_{10} (mm)	叶轮直径 D (mm)	泵质量 W (kg)
	(m^3/h)	(L/s)			轴功率	电机功率				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
4J10×56	7.92	2.20	280.0	2940	11.2	15	55	95	72	
	10.00	2.78	252.0				60			
	11.88	3.30	224.0				62			
4J10×61	7.92	2.20	300.0	2940	12.0	18.5	55	95	72	
	10.00	2.78	270.0				60			
	11.88	3.30	240.0				62			
6J18×6	12.6	3.5	67.0	2940	4.00	11	57.5	142	105	
	18.0	5.0	62.0		4.73		65.0			
	21.6	6.0	57.0		5.16		65.0			
6J18×8	12.6	3.5	89.5	2940	5.33	11	57.5	142	105	
	18.0	5.0	83.0		6.26		65.0			
	21.6	6.0	78.0		6.88		65.0			
6J18×10	12.6	3.5	112.0	2940	6.70	11	57.5	142	105	
	18.0	5.0	104.0		7.84		65.0			
	21.6	6.0	95.5		8.64		65.0			
6J18×12	12.6	3.5	134.5	2940	8.03	15	57.5	142	105	
	18.0	5.0	125.0		9.43		65.0			
	21.6	6.0	114.5		10.36		65.0			
6J18×15	12.6	3.5	168.0	2940	10.05	18.5	57.5	142	105	
	18.0	5.0	156.0		11.76		65.0			
	21.6	6.0	143.0		12.96		65.0			
6J18×18	12.6	3.5	202.0	2940	12.05	30	57.5	142	105	
	18.0	5.0	187.5		14.14		65.0			
	21.6	6.0	172.0		15.67		65.0			
6J18×22	12.6	3.5	247.0	2940	14.72	30	57.5	142	105	
	18.0	5.0	229.0		17.27		65.0			
	21.6	6.0	210.0		19.00		65.0			
6J30×6	23.4	6.5	63	2940	6.08	11	66	142	105	1050
	30	8.33	54.5		6.55		68			
	35	9.72	42		6.46		62			
6J30×9	23.4	6.5	94.5	2940	9.13	15	66	142	105	1500
	30	8.33	82		9.85		68			
	35	9.72	63		9.68		62			
6J30×13	23.4	6.5	136.5	2940	13.2	18.5	66	142	105	2100
	30	8.33	118		14.2		68			
	35	9.72	92		14.12		62			
6J30×17	23.4	6.5	178.5	2940	17.22	30	66	142	105	3050
	30	8.33	155		18.6		68			
	35	9.72	120		18.46		62			

续表

泵型号	流量 Q		总扬程 H (m)	转速 n (r/min)	功率 N (kW)		泵效率 η (%)	泵体最大 外径 D_{10} (mm)	叶轮直径 D (mm)	泵质量 W (kg)
	(m^3/h)	(L/s)			轴功率	电机功率				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
6J30×21	23.4	6.5	220	2940	21.2	30	66	142	105	3770
	30	8.33	191		22.95		68			
	35	9.72	148		22.76		62			
8J20×6	14.4	4	66	2950	4.3	11	60.5	152	105	1285
	20	5.55	60		5.1		65			
	24	6.65	52		5.3		65			
8J20×8	14.4	4	88	2950	5.8	11	60.5	152	105	1685
	20	5.55	80		6.8		65			
	24	6.65	69.5		7.1		65			
8J20×10	14.4	4	110	2950	7.2	11	60.5	152	105	2085
	20	5.55	100		8.4		65			
	24	6.65	87		8.8		65			
8J20×12	14.4	4	132	2950	8.7	15	60.5	152	105	2485
	20	5.55	120		10.1		65			
	24	6.65	104		10.6		65			
8J20×15	14.4	4	165	2950	10.8	18.5	60.5	152	105	3025
	20	5.55	150		12.6		65			
	24	6.65	165		13.2		65			
8J20×6	14.4	4	60.7	2840	3.9		60.5	152	105	1285
	20	5.55	54		4.6		65			
	24	6.66	45.7		4.7		65			
8J20×8	14.4	4	81	2840	5.1		60.5	152	105	1685
	20	5.55	72.6		6.0		65			
	24	6.66	60.7		6.2		65			
8J20×10	14.4	4	105.3	2840	6.4	柴油机 10×0.75 kw	60.5	152	105	2085
	20	5.55	90.5		7.6		65			
	24	6.66	75.8		7.7		65			
8J20×12	14.4	4	121.5	2840	7.7		60.5	152	150	2485
	20	5.55	108.5		9.1		65			
	24	6.66	91		9.3		65			
8J20×15	14.4	4	151.5	2840	9.6		60.5	152	150	3025
	20	5.55	135.8		11.4		65			
	24	6.66	113		11.5		65			
8J35×10	35	9.7	40	1480	5.5	11	70	185	136	895
8J35×14	35	9.7	56	1480	7.7	11	70	185	136	1178
8J35×18	35	8.7	72	1480	9.9	15	70	185	136	1648
8J35×22	35	9.7	88	1480	12.1	18.5	70	185	136	1891

续表

泵 型 号	流 量 Q		总扬程 $H(m)$	转速 n (r/min)	功率 $N(kW)$		泵效率 $\eta(\%)$	泵体最大 外径 $D_{10}(mm)$	叶轮直径 $D(mm)$	泵质量 $W(kg)$
	(m^3/h)	(L/S)			轴功率	电机功率				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
8J35×26	35	9.7	104	1480	14.3	18.5	70	185	136	2167
8J80×2	65	18.05	37.5	2940	9.22	15	72	182	135	1020
	80	22.2	32		9.41		74			
	95	26.4	26		9.75		69			
8J80×3	65	18.05	56	2940	13.76	18.5	72	182	135	1358
	80	22.2	48		14.12		74			
	95	26.4	39		14.63		69			
8J80×4	65	18.05	75	2940	18.43	30	72	182	135	1870
	80	22.2	64		18.82		74			
	95	26.4	52		19.51		69			
8J80×5	65	18.05	93.5	2940	22.98	30	72	182	135	2390
	80	22.2	80		23.53		74			
	95	26.4	65		24.38		69			
8J80×6	65	18.05	112.5	2940	27.65	40	72	182	135	2800
	80	22.2	96		28.24		74			
	95	26.4	78		29.26		69			
8J80×7	65	18.05	131	2940	32.2	40	72	182	135	3215
	80	22.2	112		32.94		74			
	95	26.4	91		34.13		69			
10J80×3	64	17.8	26.5	1480	6.61	11	70	230	175	1150
	80	22.2	23.5		7.01		73			
	96	26.65	19.5		7.18		71			
10J80×4	64	17.8	35	1480	8.72	15	70	230	175	1420
	80	22.2	31.5		9.4		73			
	96	26.65	26		9.58		71			
10J80×5	64	17.8	43.5	1480	10.83	15	70	230	175	1700
	80	22.2	39		11.61		73			
	96	26.65	32.5		11.98		71			
10J80×6	64	17.8	52.5	1480	13.1	18.5	70	230	175	2070
	80	22.2	47		14.0		73			
	96	26.65	39		14.37		71			
10J80×7	64	17.8	61.5	1480	15.25	22	70	230	175	2350
	80	22.2	55		16.4		73			
	96	26.65	45.5		16.75		71			
10J80×8	64	17.8	70	1480	17.43	30	70	230	175	2630
	80	22.2	62.5		18.63		73			
	96	26.65	52		19.15		71			

续表

泵 型 号	流 量 Q		总扬程 $H(m)$	转速 n (r/min)	功率 $N(kW)$		泵效率 $\eta(\%)$	泵体最大 外径 D_{10} (mm)	叶轮直径 $D(mm)$	泵质量 $W(kg)$
	(m^3/h)	(L/S)			轴功率	电机功率				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
10J80×10	64	17.8	88	1480	21.93	30	70	230	175	3300
	80	22.2	78		23.25		73			
	96	26.65	64		23.6		71			
10J80×13	64	17.8	114	1480	28.4	40	70	230	175	4080
	80	22.2	102		30.4		73			
	96	26.65	84		30.95		71			
10J80×15	64	17.8	130	1480	32.45	40	70	230	175	600
	80	22.2	116		34.6		73			
	96	26.65	96		35.4		71			
12J130×3	90	25	40.2	1460	14.07	22	71	282	218	
	130	36.1	36		16.56		77			
	156	43.3	31.8		18		75			
12J130×4	90	25	53.6	1460	18.76	30	71	282	218	
	130	36.1	48		22.08		77			
	156	43.3	42.4		24		75			
12J130×5	90	25	67	1460	23.45	40	71	282	218	
	130	36.1	60		27.60		77			
	156	43.3	53		30		75			
12J130×6	90	25	80.4	1460	28.4	40	71	282	218	
	130	36.1	72		33.12		77			
	156	43.3	63.6		36		75			
12J130×7	90	25	93.8	1460	32.83	55	71	282	218	
	130	36.1	84		38.64		77			
	156	43.3	74.2		42		75			
12J130×8	90	25	107.2	1460	37.52	55	71	282	218	
	130	36.1	96		44.16		77			
	156	43.3	84.8		48		75			
12J130×9	90	25	120.6	1460	42.21	75	71	282	218	
	130	36.1	108		49.68		77			
	156	43.3	95.4		54		75			
12J130×10	90	25	134	1480	46.9	75	71	282	218	
	130	36.1	120		55.2		77			
	156	43.3	106		60		75			
12J130×11	90	25	147.4	1460	51.59	75	71	282	218	
	130	36.1	132		60.72		77			
	156	43.3	116.6		66		75			
12J130×12	90	25	160.8	1460	50.28	100	71	282	218	
	130	36.1	144		66.24		77			
	156	43.3	127.2		72		75			

续表

泵 型 号	流 量 Q		总扬程 $H(m)$	转速 n (r/min)	功率 $N(kW)$		泵效率 $\eta(\%)$	泵体最大外径 $D_{10}(mm)$	叶轮直径 $D(mm)$	泵质量 $W(kg)$
	(m^3/h)	(L/S)			轴功率	电机功率				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
12J130×13	90	25	174.2	1460	60.97	100	71	282	218	
	130	36.1	156		71.78		77			
	156	43.3	137.8		78		75			
12J160×2	126	35	26.5	1480	12.6	18.5	72	285	218	1400
	160	44.4	23.5		13.8		74			
	191	53	19		14		70.5			
12J160×3	126	35	39.5	1480	18.8	30	72	285	218	1800
	160	44.4	35		20.6		74			
	191	53	29		21.4		70.5			
12J160×4	126	35	53	1480	25.2	40	72	285	218	2100
	160	44.4	47		27.7		74			
	191	53	38		28		70.5			
12J160×5	126	35	66	1480	31.5	55	72	285	218	3200
	160	44.4	58		34.1		74			
	191	53	48		35.4		70.5			
12J160×6	126	35	79.5	1480	37.9	55	72	285	218	3800
	160	44.4	70		41.2		74			
	191	53	57		42		70.5			
12J160×7	126	35	93	1480	44.4	75	72	285	218	4400
	160	44.4	82		48.3		74			
	191	53	67		49.4		70.5			
12J160×8	126	35	106	1480	50.6	75	72	285	218	5010
	160	44.4	94		55.4		74			
	191	53	76.5		56.5		70.5			
12J160×9	126	35	119	1480	56.8	75	72	285	218	5600
	160	44.4	105		61.7		74			
	191	53	86		63.4		70.5			
12J160×10	126	35	132	1480	62.9	100	72	285	218	6100
	160	44.4	117		68.8		74			
	191	53	96		70.8		70.5			
12J160×12	126	35	158	1480	75.3	100	72	285	218	7300
	160	44.4	140		82.4		74			
	191	53	115		84.8		70.5			
12J210×2	144	40	24	1460	15.1	22	63.5	282	218	
	210	58.3	21.4		17.1		72			
	252	70	17.2		17.4		66.5			
12J210×3	144	40	36	1460	22.7	30	63.5	282	218	
	210	58.3	32.1		25.6		72			
	252	70	25.8		26		66.5			

续表

泵型号	流量 Q		总扬程 $H(m)$	转速 n (r/min)	功率 $N(kW)$		泵效率 $\eta(\%)$	泵体最大 外径 D_{10} (mm)	叶轮直径 $D(mm)$	泵质量 $W(kg)$
	(m^3/h)	(L/S)			轴功率	电机功率				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
12J210×4	144	40	48	1460	30.2	40	63.5	282	218	
	210	58.3	42.8		34.2		72			
	252	70	34.4		34.7		66.5			
12J210×5	144	40	60	1460	37.8	55	63.5	282	218	
	210	58.3	53.5		42.8		72			
	252	70	43		43.3		66.5			
12J210×6	144	40	72	1460	45.3	75	63.5	282	218	
	210	58.3	64.2		51.3		72			
	252	70	51.6		52		66.5			
12J210×7	144	40	84	1460	53	75	63.5	282	218	
	210	58.3	74.9		60		72			
	252	70	60.2		60.6		66.5			
12J210×8	144	40	96	1460	60.5	100	63.5	282	218	
	210	58.3	85.6		68.3		72			
	252	70	68.7		69.3		66.5			
12J210×9	144	40	108	1460	68	100	63.5	282	218	
	210	58.3	96.3		77		72			
	252	70	77.5		78		66.5			
14J340×2	255	70.8	34	1480	31.07	55	76	335	260	2290
	340	94.4	28		33.24		78			
	408	113.3	20.4		32.85		69			
14J340×3	255	70.8	51	1480	46.60	75	76	335	250	3180
	340	94.4	42		49.85		78			
	408	113.3	30.6		49.27		69			
14J340×4	255	70.8	68	1480	62.13	100	76	335	260	4070
	340	94.4	56		66.47		78			
	408	113.3	40.8		65.7		69			
16J550×1	648	180.	15.5	1480	37.7	55	72.5	382	298 270	
	550	152.7	17.5		35.9		73			
	450	125.	20		35.5		69			
16J550×2	648	180.	31	1480	75.5	100	72.5	382	298 270	
	550	152.7	35		71.8		73			
	450	125.	40		71.0		69			
16J550×3	648	180.	46.5	1480	118.9	135	69	382	298 270	4465
	550	152.7	52.5		109.2		72			
	450	125.	60		108.9		67.5			
16J550×4	648	180.	52	1480	158.6	180	69	382	298 270	5348
	550	152.7	70		145.6		72			
	450	125.	80		145.2		67.5			

续表

泵 型 号	流 量 Q		总扬程 $H(m)$	转速 n (r/min)	功率 $N(kW)$		泵效率 $\eta(\%)$	泵体最大 外径 D_{10} (mm)	叶轮直径 $D(mm)$	泵质量 $W(kg)$
	(m^3/h)	(L/s)			轴功率	电机功率				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
18J700×2	576	160	50.5		113.2		70			
	700	194.4	48	1480	122	155	75	460	328 270	
	864	240	42.2		130.6		76			
20J1000×1	800	222	26.5		80		72			
	1000	278	23	1460	83.5	100	75	460	340	
	1200	334	17.5		84.3		68			
20J1000×3	800	222	79.5		240.3		72			
	1000	278	69	1460	250.7	300	75	460	340	
	1200	334	52.5		252.8		68			

注: J型深井泵型号说明(以10J80×5为例): 10—井管内径250mm; J—深井泵; 80—流量, m^3/h ; 5—叶轮级数。

JC型深井泵规格及主要技术性能表(沈阳水泵厂)

表附-3-18

型 号	流 量 Q		扬 程 $H(m)$	效 率 $\eta(\%)$	转 速 n (r/min)	功 率 (kW)		井下部分 最大外径 (mm)	泵质量 (不包括 电机) (kg)
	(m^3/h)	(L/s)				轴功率	电机功率		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
100JC10—3.8×10	7	1.94	47	55.5		1.61			
	10	2.78	38	60	2940	1.73	5.5	92	650
	12.5	3.47	27	57.5		1.60			
100JC10—3.8×13	7	1.94	61	55.5		2.09			
	10	2.78	49.5	60	2940	2.25	5.5	92	660
	12.5	3.47	35	57.5		2.07			
100JC10—3.8×18	7	1.94	84	55.5		2.90			
	10	2.78	60.5	60	2940	3.11	5.5	92	950
	12.5	3.47	48.5	57.5		2.87			
100JC10—3.8×23	7	1.94	108	55.5		3.7			
	10	2.78	87.5	60	2940	3.97	5.5	92	1110
	12.5	3.47	82	57.5		3.67			
100JC10—3.8×28	7	1.94	131.5	55.5		4.51			
	10	2.78	106.5	60	2940	4.84	5.5	92	1335
	12.5	3.47	75.5	57.5		4.47			
100JC16—3.8×33	7	1.94	155	55.5		5.31			
	10	2.78	125.5	60	2940	5.7	7.5	92	1560
	12.5	3.47	89	57.5		5.27			

续表

型 号	流 量 Q		扬 程 $H(m)$	效 率 $\eta(\%)$	转 速 n (r/min)	功 率 (kW)		井下部分 最大外径 (mm)	泵质量 (不包括 电机) (kg)
	(m^3/h)	(L/S)				轴功率	电机功率		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
100JC10—3.8×40	7	1.94	188	55.5	2940	6.44	11	92	2040
	10	2.78	152	60		6.9			
	12.5	3.47	108	57.5		6.79			
150JC18—10.5×3	13	3.61	34	59.5	2940	2.02	5.5	142	550
	18	5	31.5	65		2.38			
	23	6.39	27.5	65		2.65			
150JC18—10.5×6	13	3.61	68	59.5	2940	4.05	7.5	142	910
	18	5	63	65		4.75			
	23	6.39	55	65		5.30			
150JC18—10.5×9	13	3.61	101.5	59.5	2940	6.04	11	142	1430
	18	5	94.5	65		7.13			
	23	6.39	83	65		8.0			
150JC18—10.5×12	13	3.61	135.5	59.5	2940	8.06	15	142	1880
	18	5	126	65		9.5			
	23	6.39	110	65		10.6			
150JC18—10.5×15	13	3.61	169.5	59.5	2940	10.08	15	142	2320
	18	5	157.5	65		11.88			
	23	6.39	138	65		13.3			
150JC18—10.5×18	13	3.61	203.5	59.5	2940	12.11	18.5	142	3065
	18	5	189	65		14.25			
	23	6.39	165	65		15.9			
150JC30—9.5×3	23	6.39	32.4	65	2940	3.12	5.5	142	610
	30	8.33	28.5	68		3.42			
	38	10.56	22	65		3.5			
150JC30—9.5×6	23	6.39	64.8	65	2940	6.25	11	142	1150
	30	8.33	57	68		6.85			
	38	10.56	44	65		7.01			
150JC30—9.5×9	23	6.39	97.2	65	2940	9.37	15	142	1650
	30	8.33	85.5	68		10.21			
	38	10.56	66	65		10.51			
150JC30—9.5×12	23	6.39	129.6	65	2940	12.49	18.5	142	2260
	30	8.33	111	68		13.69			
	38	10.56	87.5	65		13.94			
150JC30—9.5×15	23	6.39	162	65	2940	15.61	22	142	2800
	30	8.33	142.5	68		17.11			
	38	10.56	109.5	65		17.44			
150JC30—9.5×18	23	6.39	194.4	65	2940	18.74	20	142	3325
	30	8.33	171	68		20.54			
	38	10.56	131.5	65		20.95			

续表

型 号	流 量 Q		扬 程 H(m)	效 率 $\eta(\%)$	转 速 n (r/min)	功 率 (kW)		井下部分 最大外径 (mm)	泵质量 (不包括 电机) (kg)
	(m ³ /h)	(L/S)				轴功率	电机功率		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
150JC30—9.5×21	23	6.39	226.8	65	2940	21.86	30	142	3850
	30	8.33	199.5	68		23.96			
	38	10.56	153.5	65		24.45			
200JC40—4×5	30	8.33	22.5	68	1460	2.70	11	182	500
	10	11.11	20	70		3.11			
	50	13.89	15	64		3.19			
200JC40—4×8	30	8.33	36	68	1460	4.32	11	182	790
	40	11.11	32	70		4.98			
	50	13.89	24	64		5.11			
200JC40—4×11	30	8.33	49.5	68	1460	5.95	11	182	1030
	40	11.11	44	70		6.85			
	50	13.89	33	64		7.02			
200JC40—4×15	30	8.33	67.5	68	1460	8.11	11	182	1400
	40	11.11	60	70		9.34			
	50	13.89	45	64		9.57			
200JC40—4×20	30	8.33	90	68	1460	10.81	15	182	1800
	10	11.11	80	70		12.45			
	50	13.89	60	64		12.77			
200JC80—16×2	60	16.66	36.5	69	2940	8.64	11	182	1080
	80	22.22	32	73.5		9.48			
	100	27.77	25.5	64		9.92			
200JC80—16×3	60	16.66	54.5	69	2940	12.90	18.5	182	1500
	80	22.22	48	73.5		14.22			
	100	27.77	38	70		14.78			
200JC80—16×4	60	16.66	73	69	2940	17.28	22	182	1910
	80	22.22	64	73.5		18.97			
	100	27.77	51	70		19.83			
200JC80—16×5	60	16.66	91	69	2940	21.54	30	182	2410
	80	22.22	80	73.5		23.71			
	100	27.77	63.5	70		24.70			
200JC80—16×6	60	16.66	109	69	2940	25.80	37	182	2850
	80	22.22	98	73.5		28.45			
	100	27.77	76.5	70		29.75			
250JC80—8×3	60	16.66	26.0	69.5	1460	6.11	11	232	870
	80	22.22	24	73.5		7.11			
	100	27.77	19.5	71		7.48			
250JC80—8×5	60	16.66	43.5	69.5	1460	10.23	15	232	1310
	80	22.22	40	73.5		11.86			
	100	27.77	32	71		12.28			

续表

型 号	流 量 Q		扬 程 $H(m)$	效 率 $\eta(\%)$	转 速 n (r/min)	功 率 (kW)		井下部分 最大外径 (mm)	泵质量 (不包括 电机) (kg)
	(m^3/h)	(l/s)				轴功率	电机功率		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
250JC80—8×7	60	16.67	61	69.5	1460	14.34	22	232	1750
	80	22.22	56	73.5		16.0			
	100	27.68	45	71		17.26			
250JC80—8×9	60	16.67	78	69.5	1460	18.34	30	232	2370
	80	22.22	72	73.5		21.34			
	100	27.68	58	71		22.25			
250JC80—8×12	60	16.67	104	69.5	1460	24.46	37	232	3000
	80	22.22	96	73.5		28.45			
	100	27.68	77	71		29.54			
250JC80—8×15	60	16.67	130	69.5	1460	30.57	45	232	3700
	80	22.22	120	73.5		35.57			
	100	27.68	96.5	71		37.02			
300JC130—12×2	98	27.22	25.5	69	1460	9.86	15	285	1110
	130	36.11	24	75		11.33			
	175	48.61	20	74.5		12.79			
300JC130—12×4	98	27.22	51	69	1460	19.72	30	285	2160
	130	36.11	48	75		22.66			
	175	48.61	40.5	74.5		30.71			
300JC130—12×6	98	27.22	77	69	1460	29.78	45	285	3130
	130	36.11	72	75		33.99			
	175	48.61	60.5	74.5		38.70			
300JC130—12×8	98	27.22	102.5	69	1460	39.64	55	285	4200
	130	36.11	96	75		46.31			
	175	48.61	81	74.5		51.81			
300JC130—12×10	98	27.22	128	69	1460	49.50	75	285	5300
	130	36.11	120	75		56.64			
	175	48.62	101	74.5		64.61			
300JC130—12×13	98	27.22	166.5	69	1460	64.40	90	285	6200
	130	36.11	156	75		73.64			
	175	48.62	131.5	74.5		84.12			
300JC210—10.5×2	160	44.44	23.5	70	1460	14.62	18.5	285	1440
	210	58.33	21	76.5		15.70			
	260	72.22	17	75		16.05			
300JC210—10.5×3	160	44.44	35.5	70	1460	22.1	30	285	1900
	210	58.33	31.5	70.5		23.55			
	260	72.22	26	75		24.54			
300JC210—10.5×5	160	44.44	59	70	1460	36.72	55	285	3000
	210	58.33	52.5	76.5		39.24			
	260	72.22	43	75		40.60			

续表

型 号	流 量 Q		扬 程 $H(m)$	效 率 $\eta(\%)$	转 速 n (r/min)	功 率 (kW)		井下部分 最大外径 (mm)	泵质量 (不包括 电机) (kg)
	(m^3/h)	(L/S)				轴功率	电机功率		
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10
300JC210—10.5×7	160	44.44	82.5	70	1460	51.35	75	285	4090
	210	58.33	73.5	76.5		54.94			
	260	72.22	60	75		55.64			
300JC210—10.5×9	160	44.44	106	70	1460	65.97	90	285	5200
	210	58.33	94.5	76.5		70.64			
	260	72.22	77.5	75		73.16			
350JC340—14×2	260	72.22	32	73	1460	31.04	45	335	2300
	340	94.44	28	78		33.24			
	420	116.67	22	74.5		33.78			
350JC340—14×3	260	72.22	48	73	1460	46.56	75	335	3200
	340	94.44	42	78		49.86			
	420	116.67	33	74.5		50.87			
350JC340—14×4	260	72.22	64	73	1460	62.08	90	335	4030
	340	94.44	56	78		66.47			
	420	116.67	44	74.5		67.55			
350JC340—14×5	260	72.22	80	73	1460	77.59	110	335	5350
	340	94.44	70	78		83.9			
	420	116.67	55	74.5		84.44			
350JC340—14×6	260	72.22	96	73	1460	93.11	132	335	6260
	340	94.44	84	78		99.71			
	420	116.67	66	74.5		101.33			
400JC550—17	2	550	34	78	1460	65.9	90	382	尚未定型
	3		51			87.93	132		
	4		68			130.57			
	5		85			163.21			
500JC900—23	1	900	23	79	1460	71.36	90	160	尚未定型
	2		46			142.72			
	3		69			214.10			
	4		92			285.43			
750JC1500—24	1	1500	21	81	980	120.84		700	尚未定型
	2		48			241.68			
	3		72			362.53			

注：型号说明（以150JC30—9.5×15为例），150—适用的最小井径，mm；JC—长轴深井泵；30—流量， m^3/h ；9.5—单级扬程，m；15—叶轮级数。

JC型深井泵规格及主要技术性能表(上海深井机械厂)

表附-3-19

型 号	流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)	成 台 扬 水 管 数			转 速 (r/min)	轴 功 率 (kW)	电 机 功 率 (kW)	水 泵 效 率 (%)	泵 体 最 大 外 径 (mm)	泵 总 质 量 (不 计 电 机 重) (kg)
			短 管 (根)	长 管 (根)	总 长 (m)						
100JC10—3.8×10	10	38	2	13	33.5	2940	1.72	5.5	60	92	550
100JC10—3.8×13		49.4		16	41		2.24	5.5			660
100JC10—3.8×18		68.4		22	56		3.10	5.5			950
100JC10—3.8×23		87.4		28	71		3.96	5.5			1110
100JC10—3.8×28		106.4		34	86		4.82	7.5			1335
150JC30—9.5×6	30	57	2	19	48.5	2940	6.84	11	68	142	1150
150JC30—9.5×9		85.5		28	71		10.27	15			1650
150JC30—9.5×12		114		37	93.5		13.69	18.5			2260
150JC30—9.5×15		142.5		46	116		17.12	22			2800
150JC50—8.5×5	50	42.5	2	14	36	2940	8.20	11	70.5	142	900
150JC50—8.5×7		59.5		19	48.5		11.49	15			1180
150JC50—8.5×9		76.5		25	63.5		14.77	18.5			1650
150JC50—8.5×11		93.5		30	76		18.06	22			1900
200JC80—16×2	80	32	2	11	28.5	2940	9.48	11	73.5	182	1080
200JC80—16×3		48		16	41		14.22	18.5			1500
200JC80—16×4		64		21	53.5		18.97	22			1910
200JC80—16×5		80		26	66		23.71	30			2410
200JC80—16×6		96		31	78.5		28.45	37			2850
250JC130—8×4	130	32	2	11	28.5	1460	15.10	18.5	75	232	1490
250JC130—8×6		48		16	41		22.65	30			2130
250JC130—8×8		64		21	53.5		30.21	37			2730
250JC130—8×10		80		26	66		37.76	45			3350
300JC210—10.5×5	210	52.5	2	17	43.5	1460	39.25	55	76.5	285	3000
300JC210—10.5×7		73.5		24	61		54.95	75			4090
300JC210—10.5×9		94.5		31	78.5		70.65	90			5200

JD(B)型深井泵规格及主要技术性能表(上海深井机械厂)

表附-3-20

型 号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	成台扬水管数			配足扬水管数			转 速 (r/min)	轴功率 (kW)	电机功率 (kW)	水泵 效率 (%)	泵体 最大 外径 (mm)	整台质量 (kg)
			短管 (根)	长管 (根)	总长 (m)	短管 (根)	长管 (根)	总长 (m)						
2	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
4JDB10×10	10	40	2	14	38	2	14	38	2940	1.88	5.5	58	97	636
4JDB10×16		64	2	21	55.5	2	24	63		3.01	5.5			858
4JDB10×18		72	2	22	58	2	27	70.5		3.38	5.5			893
4JDB10×20		80	2	22	58	2	30	78		3.76	5.5			899
4JDB10×22		88	2	22	58	2	33	85.5		4.13	5.5			905
4JDB10×24		96	2	22	58	2	37	95.5		4.51	5.5			911
6JD36×4	36	38	2	18	35.5	2	18	35.5	2940	5.66	11	67	147	1082
6JD36×5		47.5	2	17	45.5	2	17	45.5		6.96	11			1292
6JD36×6		57	2	21	55.5	2	21	55.5		8.35	11			1502
6JD36×7		66.5	2	22	58	2	25	65.5		9.74	11			1559
6JD36×8		76	2	22	58	2	29	75.5		11.13	15			1572
6JD36×9		85.5	2	22	58	2	32	83		12.52	15			1579
6JD36×10		95	2	22	58	2	36	93		13.91	18.5			1591
6JD36×11		104.5	2	22	58	2	40	103		15.30	18.5			1599
6JD36×12		114	2	22	58	2	44	113		16.70	22			1611
6JD48×4	48	38	2	10	28	2	11	30.5	2940	8.92	11	68	147	929
6JD48×5		45	2	14	38	2	14	38		8.65	11			1140
6JD48×6		54	2	17	45.5	2	17	45.5		10.38	11			1299
6JD48×7		63	2	20	53	2	21	55.5		12.11	15			1463
6JD48×8		72	2	22	58	2	24	63		13.84	18.5			1577
6JD48×9		81	2	22	58	2	27	70.5		15.57	18.5			1584
6JD48×10		90	2	22	58	2	30	78		17.30	22			1596
6JD48×11		99	2	22	58	2	33	85.5		19.03	22			1604
6JD56×4	56	32	2	10	28	2	11	30.5	2940	7.18	11	68	147	929
6JD56×5		40	2	14	38	2	14	38		8.97	11			1140
6JD56×6		48	2	17	45.5	2	17	45.5		10.77	11			1299
6JD56×7		56	2	20	53	2	21	55.5		12.58	15			1463
6JD56×8		64	2	22	58	2	24	63		14.35	18.5			1577
6JD56×9		72	2	22	58	2	27	70.5		16.14	18.5			1584
6JD56×10		80	2	22	58	2	30	78		17.94	22			1596
6JD56×11		88	2	22	58	2	33	85.5		19.73	22			1604

续表

型 号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	成台扬水管数			配足扬水管数			转 速 (r/min)	轴功率 (kW)	电机功率 (kW)	水泵 效率 (%)	泵体 最大 外径 (mm)	整台质量 (kg)
			短管 (根)	长管 (根)	总长 (m)	短管 (根)	长管 (根)	总长 (m)						
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
8JD80×8	80	32	2	10	28	2	11	30.5	1460	10	18.5	70	192	1501
8JD80×10		40	2	14	38	2	14	38		12.5	18.5			1850
8JD80×12		48	2	17	45.5	2	17	45.5		15	18.5			2119
8JD80×13		52	2	18	43	2	19	50.5		16.2	18.5			2213
8JD80×14		56	2	20	63	2	21	55.5		17.5	22			2397
8JD80×15		60	2	21	56.6	2	22	58		13.7	22			2401
8JD80×16		64	2	22	58	2	24	63		19.9	22			2586
8JD80×17		68	2	22	58	2	25	65.5		21.2	30			2612
8JD80×19		76	2	22	58	2	29	75.5		23.7	30			2641
8JD80×20		80	2	22	58	2	30	78		24.9	30			2656
8JD80×21		84	2	22	58	2	32	83		26.2	30			2670
8JD80×23		92	2	22	58	2	35	90.5		28.7	40			2742
10JD140×7	140	39	2	11	36	2	11	36	1460	20.8	22	72	238	2329
10JD140×8		44	2	12	39	2	13	42		23.7	30			2499
10JD140×9		50	2	14	45	2	15	48		26.8	30			2793
10JD140×10		56	2	16	51	2	17	54		29.7	40			3131
10JD140×11		61	2	18	57	2	19	60		32.3	40			3424
10JD140×12		67	2	18	57	2	21	66		35.7	40			3448
10JD140×13		72	2	18	57	2	22	69		38.1	45			3506
10JD140×14		78	2	18	57	2	24	75		41.5	45			3529
12JD230×4	230	36	2	9	30	2	10	33	1460	30.89	40	73	291	2642
12JD230×5		45	2	12	39	2	13	42		38.61	45			3250
12JD230×6		54	2	15	48	2	16	51		46.33	55			4040
12JD230×7		63	2	18	57	2	19	60		54.05	75			4644
12JD230×8		72	2	18	57	2	22	69		61.78	75			4685
12JD230×9		81	2	18	57	2	25	78		69.5	75			4726

型号说明(以12JD230×8为例): 12—适用的最小井径, 100mm; JD(B)—深井多级泵代号, 不带B为半开式叶轮, 带B的为闭式叶轮; 230—流量, m³/h; 8—叶轮级数。

J型深井泵规格及主要技术性能表(石家庄水泵厂、天津电机厂)

表附-3-21

型号规格	产品外径 (mm)	出水口径 (mm)	配带电机型号及功 率(kW)	性 能		标准配管 (m)
				流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)	
10J80×3	230	125	JLB ₂ 61-4 11	50 80 108	27 23.5 16	20
10J80×4	230	125	JL62-4 15	50 80 108	36.5 31.5 21	27.5
10J80×6	230	125	JL72-4 22	50 80 108	54 47 31.5	42.5
10J80×9	230	125	JL73-4 30	50 80 108	82 71 47	62.5
10J80×13	230	125	JL74-4 40	50 80 108	118.5 102 68	90
12J160×2	290	200	JL72-4 22	122 160 204	28.5 27 22.8	20
12J160×3	290	200	JL73-4 30	122 160 204	42.6 40.5 34.2	27.5
12J160×4	290	200	JL74-4 40	122 160 204	56.8 54 45.6	37.5
12J160×6	290	200	JL81-4 55	120 157 200	82 78 65.5	62.5
12J160×8	290	200	JL82-4 75	120 157 200	109 104 87.2	85

JQ型潜水泵规格及主要技术性能表(石家庄水泵厂、天津电机厂)

表附-3-22

型号规格	产品外径 (mm)	出水口径 (mm)	配带电机功率 (kW)	性 能		标准配管 (m)
				流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)	
200JQA80×2	175	100	7.5	65 80 95	24 20 14	17.5

续表

型号规格	产品外径 (mm)	出水口径 (mm)	配带功率 (kW)	性能		标准配管 (m)
				流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	
200JQA80×3	175	100	10	65 80 95	36 30 21	27.5
200JQA80×4	175	100	13	65 80 95	48 40 28	35
200JQA80×5	175	100	17	65 80 95	60 50 35	45
200JQA80×6	175	100	22	65 80 95	72 60 42	52.5
200JQA80×7	175	100	28	65 80 95	84 70 49	62.5
200JQA80×8	175	100	33	65 80 95	96 80 56	70
200JQA80×9	175	100	34	65 80 95	108 90 63	80
200JQA80×10	175	100	34	65 80 95	120 100 70	87.5
250JQA80×2	208	100	17	67 80 110	37 34 22	25
250JQA80×3	208	100	22	67 80 110	55.5 51 33	37.5
250JQA80×4	208	100	28	67 80 110	74 68 44	50
250JQA80×5	208	100	34	67 80 110	92.5 85 55	62.5
250JQA80×6	208	100	40	67 80 110	111 102 66	75

型号规格	产品外径 (mm)	出水口径 (mm)	配带功率 (kW)	性 能		标准配管 (m)
				流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)	
250JQA80×7	208	100	50	67 80 110	129.5 119 77	87.5
250JQA80×9	208	100	70	67 80 110	166.5 153 99	112.5
250JQA80×11	208	100	70	67 80 110	203.5 187 121	137.5
250JQB80×15	229	100	100	67 80 110	277.5 255 165	255
250JQB80×16	229	100	100	67 80 110	296 272 176	270
250JQB80×17	229	100	100	67 80 110	311.5 287 187	287.5
250JQC140×2	225	150	17	100 140 170	39 30 19	20
250JQC140×3	225	150	28	100 140 170	58.5 45 28.5	30
250JQC140×4	225	150	34	100 140 170	78 60 38	40
250JQC140×5	225	150	50	100 140 170	97.5 75 47.5	50
250JQC140×6	225	150	50	100 140 170	117 90 57	60
250JQC140×8	225	150	70	100 140 170	156 120 76	80
250JQC140×11	225	150	92	100 140 170	214.5 165 104.5	137.5

型号说明 (以250JQA80×5为例): 200——井管内径, mm; J——泵用于从井下取水; Q——电机潜入水中;
A——产品品种代号; 80——流量, m³/h; 5——叶轮级数。

65/66及61/67型潜水泵规格及主要技术性能表(石家庄水泵厂、天津电机厂 表附-3-23)

型号规格	产品最大外径 (mm)	出水口径 (mm)	配带电机功率 (kW)	性 能		最高效率 (%)
				流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)	
1	2	3	4	5	6	7
6666×3	185	65	2	10 24 32	27.3 18.6 12	76.5
6666×4	185	65	3	10 24 32	36.4 24.8 16	77.5
6666×5	185	65	4	10 24 32	45.5 31 20	77.5
6666×6	185	65	4	10 24 32	54.6 37.2 21	77.5
6666×7	185	65	5.5	10 24 32	63.7 43.4 28	77.5
6666×8	185	65	5.5	10 24 32	72.8 49.8 32	77.5
6666×9	185	65	7.5	10 24 32	81.9 55.8 36	77.5
6666×10	185	65	7.5	10 24 32	91 62 40	77.5
6666×11	185	65	7.5	10 24 32	100.1 68.2 44	77.5
6666×12	185	65	9.2	10 24 32	109.2 74.4 48	77.5
6666×13	185	65	9.2	10 24 32	118.3 80.6 52	77.5
6666×14	185	65	9.2	10 24 32	127.1 86.8 56	77.5
6666×15	185	65	11	10 24 32	136.5 93 60	77.5
6666×16	185	65	11	10 24 32	146.6 99.2 64	77.5

续表

型号规格	产品最大外径 (mm)	出水口径 (mm)	配带电机功率 (kW)	性 能		最高效率 (%)
				流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)	
1	2	3	4	5	6	7
6666×17	185	65	11	10 24 32	151.7 105.1 68	77.5
6666×18	185	65	15	10 24 32	163.8 111.6 72	77.5
6666×19	185	65	15	10 24 32	172.9 117.8 76	77.5
6666×20	185	65	15	10 24 32	182 121 80	77.5
6666×21	185	65	15	10 24 32	191.1 130.2 84	77.5
6666×22	185	65	15	10 24 32	200.2 136.1 88	77.5
6666×23	185	65	15	10 24 32	209.3 142.6 92	77.5
6666×24	185	65	15	10 24 32	218.1 148.8 96	77.5
6699×3	185	80	9.2	30 45 66	54 16.2 29.1	74.5
6699×4	185	80	15	30 45 66	72 61.6 38.8	75.5
6699×5	185	80	15	30 45 66	99 77 48.5	75.5
6699×6	185	80	18.5	30 45 66	108 92.4 58.4	75.5
6699×7	185	80	22	30 45 66	126 107.8 67.9	75.5

续表

型号规格	产品最大外径 (mm)	出水口径 (mm)	配带电机功率 (kW)	性 能		最高效率 (%)
				流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)	
1	2	3	4	5	6	7
6699×8	185	80	25	30	141	75.5
				45	132.2	
				66	77.6	
6699×9	185	80	30	30	162	75.5
				45	138.6	
				66	87.3	
6699×10	185	80	30	30	180	75.5
				45	154	
				66	97	
6699×11	185	80	37	30	198	75.5
				45	169.1	
				66	106.7	
6699×12	185	80	37	30	216	75.5
				45	184.8	
				66	116.1	
6699×13	185	80	44	30	234	75.5
				45	200.2	
				66	126.1	
6699×14	185	80	44	30	252	75.5
				45	215.6	
				66	135.8	
6699×15	185	80	44	30	270	75.5
				45	234	
				66	145.5	
6699×16	185	80	55	30	288	75.5
				45	246.4	
				66	155.2	
6699×17	185	80	55	30	306	75.5
				45	261.8	
				66	164.9	
6613H×2	280	125	30	90	64.4	75
				125	57	
				140	51.8	
6613H×3	280	125	44	90	96.9	76
				125	85.5	
				140	77.7	
6613H×4	280	125	64	90	129.2	77
				125	111	
				140	103.6	

续表

型号规格	产品最大外径 (mm)	出水口径 (mm)	空带电机功率 (kW)	性 能		最高效率 (%)
				流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)	
1	2	3	4	5	6	7
6613H×5	280	125	75	90 125 140	161.5 142.5 129.5	77
6613H×6	280	125	87	90 125 140	193.8 171 155.1	77
6613H×7	280	125	120	90 125 140	226.1 199.5 181.3	77
6613H×8	280	125	120	90 125 140	258.4 228 207.2	77
6618×2	300	150	55	160 220 280	66 55.5 37.5	77
6618×3	300	150	75	160 220 280	99 83.3 56.3	78
6618×4	300	150	100	160 220 280	132 111 75	79
6618×5	300	150	120	160 220 280	165 138.8 93.8	79
6618×6	300	150	160	160 220 280	198 166.5 112.5	79
6618×7	300	150	180	160 220 280	231 194.3 131.1	79
6618×8	300	150	180	190 200 220	241 236 222	78
6112×2	291	125	30	85 130 170	52 45 32	74
6112×3	291	125	44	85 130 170	78 67.5 48	74

续表

型号规格	产品最大外径 (mm)	出水口径 (mm)	配带电机功率 (kW)	性 能		最高效率 (%)
				流 量 (m³/h)	扬 程 (m)	
1	2	3	4	5	6	7
6112×4	291	125	55	85 130 170	104 90 64	74
6112×5	291	125	64	85 130 170	130 112.5 80	74
6112×6	291	125	75	85 130 170	156 135 96	74
6112×7	291	125	87	85 130 170	182 157.5 112	74
6112×8	291	125	100	85 130 170	208 180 128	74
6715×2	460	150	140	150 220 260	132 118 107	70.5
6715×3	460	150	180	150 220 260	198 177 160.5	71
6715×4	460	150	260	150 220 260	264 236 214	71
6715×5	460	150	300	150 220 260	330 295 267.5	72
6715×6	460	150	350	150 220 260	396 351 321	72.5
6715×7	460	150	410	150 220 260	462 413 374.5	73
6715×8	460	150	420	150 220	498 472	73
6730×2	660	300	220	160 800 1100	67.5 57.8 41.5	77

续表

型号规格	产品最大外径 (mm)	出水口径 (mm)	配带电机功率 (kW)	性 能		最高效率 (%)
				流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)	
1	2	3	4	5	6	7
6730×3	660	300	300	160	101.3	78
				800	86.6	
				1100	62.3	
6730×4	660	300	420	160	135	78
				800	115.5	
				1100	83	
6730×5	660	300	540	160	168.8	79
				800	111.1	
				1100	103.8	
6730×6	660	300	620	160	202.5	79
				800	173.3	
				1100	121.5	
6730×7	660	300	720	160	236.3	80
				800	202.2	
				1100	145.3	
6730×8	660	300	850	160	270	80
				800	231	
				1100	166	
6730×9	660	300	850	160	303.8	81
				800	259.8	
				1100	186.8	
6730×10	660	300	1000	160	337.5	81
				800	288.8	
				1100	207.5	
6730×11	660	300	1150	160	371.3	81
				800	317.6	
				1100	228.3	
6730×12	660	300	1300	160	405	81
				800	346.5	
				1100	249	
6825×14	770	250	1800	300	801	73
				390	752	
				480	686	
6825×16	770	250	1500	300	916	73
				390	860	
				480	781	
6825×18	770	250	1700	300	1030	73
				390	967	
				480	882	

续表

型号规格	产品最大外径 (mm)	出水口径 (mm)	配带电机功率 (kW)	性 能		最高效率 (%)
				流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)	
1	2	3	4	5	6	7
6825×20	770	250	1900	300 390 480	1145 1075 980	73

型号说明(以6699×9为例): 66—系列代号; 99—品种代号; 9—叶轮级数。

QKSG(D)型潜水泵规格及主要技术性能表(合肥电机厂)

表附-3-24

型 号	流 量 (m^3/h)	扬 程 (m)	泵效率 (%)	转 速 (r/min)	电机额定功率 (kW)	额定电压 (V)	电机效率 (%)	功率因数 ($\cos\phi$)	水泵外径 (mm)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
QKSD800—200—550/76 —2×2	550	76	78	1470	200	380 (6000)	88	0.85	660
QKSD800—280—550/115 —3×2		115			280				
QKSG800—400—550/153 —4×2		153			100				
QKSG800—450—550/191 —5×2		191			450				
QKSG800—560—550/230 —6×2		230	79		560	6000	89		
QKSG800—630—550/268 —7×2		268			630				
QKSG800—710—550/306 —8×2		306			710				
QKSG800—800—550/344 —9×2		344			800				
QKSG800—900—550/383 —10×2		383	80		900		90		
QKSG800—1000—550/421 —11×2		421			1000				
QKSG800—1120—550/460 —12×2		460			1120				
QKSG800—1200—550/498 —13×2		498			1200				
QKSG800—1400—550/536 —14×2		536			1400		91		
QKSG800—1400—550/574 —15×2		574							
QKSD850—160—1450/26 —1×2	1450	26	76	1475	160	380 (6000)	88		682

续表

型 号	流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)	泵效率 (%)	转 速 (r/min)	电机额 定功率 (kW)	额定电压 (V)	电机效率 (%)	功率因数 (cosφ)	水泵外径 (mm)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
QKSD850—320—1450/53 —2×2	1450	53	76	1475	320	380 (6000)	88	0.85	682	
QKSG850—450—1450/70 —3×2		70	77		450	6000	89			
QKSG850—600—1450/106 —4×2		106			600					90
QKSG850—710—1450/132 —5×2		132			710					
QKSG850—900—1450/159 —6×2		159	78		900		91			
QKSG850—1000—1450/185 —7×2		185			1000					
QKSG850—1200—1450/212 —8×2		212			1200					
QKSG850—1400—1450/238 —9×2		238	79		1400					
QKSG850—1600—1450/265 —10×2		265			1600					
QKSG850—1800—1450/291 —11×2		291			1800					
QKSG850—1800—1450/318 —12×2		318			1800					

QKSG—D型潜水电泵性能参数表 (合肥电机厂)

表附-3-25

型 号	流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)	泵效率 (%)	转 速 (r/min)	电机额定 功率 (kW)	额定电压 (V)	电机效率 (%)	功率因数 (cosφ)	水泵外径 (mm)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
QKSD—D850—160 725/53—2	725	53	75	1475	160	380	88	0.85	682
QKSD—D850—220 725/79—3		79			220				
QKSD—D850—320 725/106—4		106			320				
QKSG—D850—400 725/132—5		132	76		400	6000	89		
QKSG—D850—450 725/159—6		159			450				
QKSG—D850—560 725/185—7		185	77		560				
QKSG—D850—600 725/212—8		212			600				

续表

型 号	流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)	泵效率 (%)	转 速 (r/min)	电机额定功率 (kW)	额定电压 (V)	电机效率 (%)	功率因数 (cosφ)	水泵外径 (mm)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
QKSG—D850—710 725/238—9	725	238	77	1475	710	6000	89	0.85	682
QKSG—D850—710 725/265—10		265							
QKSG—D850—1000 725/291—11		291			800				
QKSG—D850—900 725/318—12		318	900						
QKSG—D850—1000 725/344—13		344	1000						
QKSG—D850—1000 725/371—14		371							
QKSG—D850—1200 725/397—15		397							
QKSG—D850—1200 725/424—16		424	1200						
QKSG—D850—1200 725/450—17		450	1400						
QKSG—D850—1400 725/477—18		477							
QKSG—D850—1400 725/503—19		503							
QKSG—D850—1600 725/530—20		530							
QKSG—D850—1600 725/556—21		556	1600						
QKSG—D850—1600 725/583—22		583							
QKSD—D800—220 275/191—5	275	191	77	1470	220	388	88	660	
QKSD—D800—280 275/230—6		230			280				
QKSD—D800—320 275/268—7		268			320				
QKSG—D800—360 725/306—8		306			360				
QKSG—D800—400 275/344—9		344			400		(6000)		
QKSG—D800—450 275/383—10		383			450				
QKSG—D800—500 275/421—11		421			500				89

续表

型 号	流 量 (m^3/h)	扬 程 (m)	泵效率 (%)	转 速 (r/min)	电机额 定功率 (kW)	额定电压 (V)	电机效率 (%)	功率因数 ($\cos\phi$)	水泵外径 (mm)
QKSG-D800-560 275/460-12	275	460	77	1470	560	6000	89	0.85	660
QKSG-D800-500 275/498-13		498			600				
QKSG-D800-630 275/536-14		536			630				
QKSG-D800-710 275/574-15		574	78		710				
QKSG-D800-710 275/612-16		612			800				
QKSG-D800-800 275/651-17		651			900				
QKSG-D800-800 275/689-18		689			1000				
QKSG-D800-900 275/727-19		727	79		1120		90		
QKSG-D800-900 275/766-20		766			1200				
QKSG-D800-1000 275/804-21		804							
QKSG-D800-1000 275/842-22		842							
QKSG-D800-1120 275/880-23		880							
QKSG-D800-1120 275/919-24		919							
QKSG-D800-1200 275/957-25		957							
QKSG-D800-1200 275/995-26		995							

型号说明 (以 QKSG-D850-320-725/106-4 为例): Q—潜水电泵; K—矿井排水及水井、江、河取水用;

S—电机为充水式; G—电机为高压 (D 为低压); D—单吸自动平衡式 (双吸省略); 850—电泵适用最小井径, mm; 320—电机额定功率, kW; 725—流量, m^3/h ; 106—扬程, m; 4—叶轮级数。

型号说明 (以 QKSG800-200-550/76-2×2 为例): Q—潜水电泵; K—矿井排水及水井、江、河取水用;

S—电机为充水式; G—电机为高压 (D 为低压); 800—电泵适用最小井径, mm (不带吸罩时); 200—电

动机额定功率, kW; 550—电泵流量, m^3/h ; 76—电泵扬程 m; 2×2—叶轮级数 (2 级)。

参 考 文 献

1. 《冶金矿山设计参考资料》编写组,《冶金矿山设计参考资料》,冶金工业出版社,1973年。
2. 《选矿设计参考资料》编写组,《选矿设计参考资料》,冶金工业出版社,1972年。
3. 《矿产工业要求参考手册》编写组,《矿产工业要求参考手册》,地质出版社,1972年。
4. 中国矿业学院等,《露天采矿手册》,煤炭工业出版社,1985年。
5. 地质矿产部《地质辞典》办公室编辑,《地质辞典》,地质出版社,1983年。
6. 《工程地质手册》编写组,《工程地质手册》,中国建筑工业出版社,1982年。
7. 王洪等,《系统矿物学》,地质出版社,1982年。
8. 中国大百科全书总编辑委员会,《中国大百科全书》(矿冶卷),中国大百科全书出版社,1984年。
9. 李鸿业等,《矿山地质学通论》,冶金工业出版社,1980年。
10. 於崇文等,《数学地质的方法与应用》,冶金工业出版社,1980年。
11. [法]A·G·儒尔奈耳、CH·J·尤日布雷格茨著,侯景儒等译,《矿业地质统计学》,冶金工业出版社,1982年。
12. 王福泉,《宝石通讯》,科学出版社,1985年。
13. 杨汉臣等,《新疆宝石和玉石》,新疆人民出版社,1985年。
14. Clark, I. Practical Geostatistics, Applied Sciences Publishers, London, 1979.
15. David, M. Geostatistical Ore Reserve Estimation, Elsevier, Amsterdam, 1977.
16. Journel, A.G. and Huijbregts, C.J. Mining Geostatistics, Academic press, London, 1978.
17. Rendu, J-M. An Introduction to Geostatistical Methods of Mineral Evaluation, Monograph of the South African Inst. Min. Metall, 1978.
18. Krige, D.G. Lognormal-de Wijsian Geostatistics for ore Evaluation, Monograph Series of South African Inst. Min. Metall, 1978.
19. Pauncz, I. and Nixon, T.R. Application of Geostatistics for A More Precise Statement of Coal Reserves, Australian Coal Industry Research Laboratories Ltd, 1980.
20. Rendu, J-M. and Matieson, G. Statistical and Geostatistical Methods of Ore Reserve Estimation, Golder Associates, Lakewood, Colorado, 1983.
21. Rendu, J-M. Geostatistics. An Overview for Managers, Golder Associates, Denver, 1982.
22. L. MULLER (联邦德国) 主编,李世平等译,《岩石力学》,煤炭工业出版社,1981年。
23. 谷德振《岩体工程地质力学基础》,科学出版社,1979年。
24. 孙广忠,《岩体力学基础》,科学出版社,1983年。
25. И. А. ТУРЧАНИНОВ等(俄)、刘听成等译,《矿山岩石力学基础》,煤炭工业出版社,1981年。
26. М·鲍莱茨基等(波)著,于振海等译,《矿山岩体力学》,煤炭工业出版社,1985年。
27. 工程地质手册编写组编写,《工程地质手册》第二版,中国建筑工业出版社,1982年。
28. 河北省地质局水文地质四大队主编,《水文地质手册》,地质出版社,1978年。
29. 水利电力部水利水电规划设计院主编,《水利水电工程地质手册》,水利电力出版社,1982年。
30. 交通部第一铁路设计院编《铁路工程地质手册》,人民交通出版社,1975年。

31. 中国科学院地质研究所著《岩体工程地质力学问题》(一)、(二)、(三)、(四)、(五)、(六), 科学出版社, 1985年。
32. 成都地质学院普通地质教研室编《动力地质学原理》, 地质出版社, 1978年。
33. 武汉地院、成都地院、南京大学地质系、河北地院合编《构造地质学》, 地质出版社, 1979年。
34. 昆明地质学校主编《构造地质及地质力学》, 地质出版社, 1979年。
35. 国际岩石力学学会实验室和现场试验标准化委员会编, 郑天雨等译《岩石力学试验建议方法》上集, 煤炭工业出版社, 1982年。
36. 林韵梅等编著《地压讲座》, 煤炭工业出版社, 1981年。
37. B. C. 海姆森(美)、И. A. 图尔恰尼诺夫(苏)等著、丁健民等译, 《地应力测量与研究》, 1982。
38. 陶振宇主编《岩石力学与实践》, 地质出版社, 1980年。
39. 《第一届全国矿山岩体力学会议论文集》, 冶金工业出版社, 1979年。
40. A. B. 裴伟等著, 国家地震局地震地质大队情报资料室编译, 《地壳应力状态》, 地震出版社, 1978年。
41. 苏抱之, 《地应力测量方法》, 地震出版社, 1984年。
42. DLJ204—81 SLJ 2—81, 中华人民共和国电力工业部, 中华人民共和国水利部编《水利水电工程岩石试验规程》, 水利出版社, 1982年。
43. MT38~50—80 中华人民共和国煤炭工业部, 《煤和岩石物理力学性质试验规程》, 技术标准出版社, 1981年。
44. V. S 沃特科里等编写, 水利水电岩石力学情报网译, 《岩石力学性质手册》, 水利出版社, 1981年。
45. 美国采矿工程师协会编, 《采矿工程手册》翻译组译《采矿工程手册》, 第一分册, 冶金工业出版社, 1979年。
46. E. Hoek, J. W. Bray, 卢世宗等译, 《岩石边坡工程》, 冶金工业出版社, 1983年。
47. E. Hoek, E. T. Brown, 连志升等译, 《岩石地下工程》, 冶金工业出版社, 1986年。
48. 田良灿等译《第四届国际岩石力学会议论文集》, 冶金工业出版社, 1985年。
49. 高磊等编, 《矿山岩体力学》, 冶金工业出版社, 1978年。
50. 湖南省水利水电勘测设计院, 《边坡工程地质》, 水利电力出版社, 1983年。
51. 华东水利学院主编, 《水工设计手册》, 第一卷基础理论, 水利电力出版社, 1983年。
52. 加拿大矿物和能源技术中心编, 祝玉学等译, 《边坡工程手册》(上), 冶金工业出版社, 1984年。
53. 于学馥等, 《地下工程围岩稳定性分析》, 煤炭工业出版社, 1983年。
54. C. S. 德赛, J. T. 克里斯琴, 《岩土工程数值方法》, 中国建筑工业出版社。
55. 王思敬等, 《地下工程围岩稳定性分析》, 科学出版社, 1984年。
56. 中国煤炭学会岩石力学专业委员会编《数值分析在矿山岩体力学与工程中的应用学术会议论文集》, 1984年。
57. The Institution of Mining and Metallurgy, Application of Rock MECHANICS To Cut And Fill Mining, 1981年。
58. M. B. Wlod, Numerical Stress Analysis OF Post Pillar Mining At the Dolphin Mine, King Island, Technical Report No 111.
59. M. B. Wold Numerical Stress Analysis of Post—Pillar Mining At The Dophin Mine, King Island, Stage 2—Non—Linear Analysis of Wedge Stopping Area, Technical Report No115.
60. Luis A. Merino and Ashruf Mahtab Review of Major Geomechanics Problems in Block Caving, 《Geomechanics Applications in Underground Hardrock Mining》, Ed. W. G. Parisseau, 1984.

61. Drauco公司编,长沙矿山研究院情报室译,《美国大型非煤地下矿山采矿方法调查分析,1974年。
62. Guillermo V. Borquez, Sequence of the Analysis of a Block Caving Method, 《Design and Operation of Caving Sublevel Stopping Mines》1981。
63. D. R. Stewart, 张小井译预测矿块崩落矿体岩石自然块度特性的评述,《有色矿山》,1986年。
64. D. H. White 张小井译,矿块崩落法矿山设计中岩体性质分析。《有色矿山》,1987年4月。
65. Obert L. Munson, R. and Rich. C. Caving Properties of the Climax Orebody, Trans. Soc. of Mining Engineers of the AIME. V. 260, no. 2. 1976。
66. M. A. Mahtab and J. D. Dixon. Influence of Rock Fracture and Block Boundary Weakening on Cavability: Trans Soc of Mining Engineers of the AIME. V260. 1976。
67. 《供水水文地质手册》编写组,《供水水文地质手册》,第一、二册,地质出版社,1977年。
68. 《供水水文地质手册》编写组,《供水水文地质手册》,第三册,地质出版社,1983年。
69. 柴登榜等,《矿井地质工作手册》,下册,煤炭工业出版社,1984年。
70. 城乡建设环境保护部综合勘察院等,《供水管井设计施工指南》,中国建筑工业出版社,1984年。
71. 沈季良等,《建井工程手册》,第四卷,煤炭工业出版社,1986年。
72. 煤矿矿井采矿设计手册编写组,《煤矿矿井采矿设计手册》,上册,煤炭工业出版社,1984年。
73. 郑秀培,《土石坝地基混凝土防渗墙设计与计算》,水力电力出版社,1979年。
74. 《尾矿设施设计参考资料》编写组,《尾矿设施设计参考资料》,冶金工业出版社,1980年。
75. 铁道部旋喷注浆科研协作组,《旋喷注浆加固地基技术》,中国铁道出版社,1984年。
76. C·K·阿布拉莫夫等著,胡丹九译,《煤矿井田与露天矿田疏干》,中国工业出版社,1965年。
77. 施普德,《井水量计算的理论与实践》,地质出版社,1977年。
78. H·И·普洛特尼科夫等著,徐树桐等译,《金属矿床地下水》,中国工业出版社,1964年。
79. 地质矿产部矿山水文地质工程地质回访调查组,《岩溶充水矿山回访报告选辑》,地质出版社,1986年。
80. 冶金部、石油部、化工部、煤炭部、国家地质总局综合治水办公室,《综合治理和利用矿床大面积地下水经验汇编》,煤炭工业出版社,1979年。
81. 广东省地质局,《隐伏岩溶类型矿区水文地质特征及勘探方法》,地质出版社,1973年。
82. 孙纳正,《地下水流的数学模型和数值方法》,地质出版社,1981年。
83. 胡佩清,《有越流补给时流向面状井的地下水不稳定流计算》,地质出版社,1982年。
84. 胡佩清,《地下水不稳定流有限单元计算方法—“BT”法》,冶金工业出版社,1983年。
85. 薛禹群等,《水文地质学的数值方法》,煤炭工业出版社,1980年。
86. 陈崇希等,《矿坑涌水量计算方法研究》,武汉地质学院出版社,1985年。
87. 陈崇希,《地下水不稳定井流计算方法》,地质出版社,1983年。
88. 沈照理等,《水文地质学》,科学出版社,1985年。
89. 张蔚榛等,《地下水非稳定流计算和地下水资源评价》,科学出版社,1983年。
90. 淮南煤炭科学院等,《矿井地质及矿井水文地质》,煤炭工业出版社,1979年。
91. 《井巷工程施工手册》编写组,《井巷工程施工手册》,煤炭工业出版社,1979年。
92. E·П·卡尔梅科夫著,严正方等译,《巷道透水的防治》,煤炭工业出版社,1984年。
93. 煤炭工业部基本建设司编译,《国际采矿和地下工程治水会议论文集》,煤炭工业出版社,1983年。
94. 煤炭工业部生产司,《水体下建筑物下铁路下采煤技术经验选编》,煤炭工业出版社,1979年。
95. 煤炭工业部,《煤矿安全规程执行说明》,煤炭工业出版社,1984年。
96. 电力工业部华东勘测设计院科学研究所等,《化学灌浆技术》,水利出版社,1979年。
97. 水利电力部第四工程局勘测设计研究院等,《大坝基础灌浆》,水利电力出版社,1976年。

98. 煤炭科学研究院建井所注浆室,《煤矿注浆技术》,煤炭工业出版社,1978年。
99. 陶景良,《混凝土防渗墙的浇注》,水利电力出版社,1975年。
100. 胡广籍等,《工程地质学》,地质出版社,1984年。
101. 武汉水利电力学院,《水力计算手册》,水利电力出版社,1983年。
102. 武汉水利电力学院,《小型农田水利工程的水力计算》,水利电力出版社,1978年。
103. 武汉水利电力学院,《小型水库工程》,人民教育出版社,1978年。
104. 河北省交通局,《公路小桥涵手册》,人民交通出版社,1982年。
105. 李崇智等,《跌水与陡坡》,水利出版社,1982年。
106. 陕西省水利学研究所,《渠道防渗》,水利电力出版社,1976年。
107. C·G·道恩等,《矿业与环境保护》,中国建筑工业出版社,1982年。
108. B·M·福明等,《在生产活动影响下水文地质条件变化的评价》,地质出版社,1982年。
109. 王振堃等,《电渗析和反渗透》,上海科学技术出版社,1980年。
110. 国家科学委员会等,《工业建设项目可行性研究经济评价方法》,东北财经大学出版社,1985年。
111. 水利水电科学研究院水文研究所,《水文频率计算常用图表》,中国工业出版社,1966年。
112. 湖南冶金217勘探队,“水口山铅锌矿床疏干塌陷的预测和防治”,《矿山技术》,1977年4期。
113. 彭泽等,“对丰城河西煤田岩溶塌陷的认识”,《矿山技术》,1978年4期。
114. 林参等,“岩溶矿区地面塌陷的形成条件及其预测和防治”,《矿山技术》,1979年3期。
115. 姜玉玺,“略谈张马屯铁矿帷幕堵水试验”,《矿山技术》,1975年5期。
116. 崔德润,“苏联煤矿矿井水的净化和利用”,《世界煤炭技术》,1982年12期。
117. 肖有权,“试谈酸性矿坑水的污染与防治”,《水文地质工程地质》,1982年3期。
118. 陈贻训,“石灰石与石灰法处理酸性废水”,《矿山技术》,1985年1期。
119. 王安则,“锰矿酸性水的污染与防治”,《中国锰业》,1986年3期。
120. 王宝玉等,“高压定向喷射灌浆构筑防渗板墙技术的研究”,《山东水利科技》,1983年1期。
121. 山东水利所,“大冶水库坝基砂砾层高压定向喷射灌浆防渗”,《水利工程管理技术》,1984年2期。
122. 查振衡,“高压喷射灌浆法的应用”,《水利工程管理技术》,1984年2期。
123. 王安则,“岩溶充水矿床地面塌陷的工程地质勘察工作浅议”,《水文地质工程地质》,1986年5期。
124. И·Ф·Оксанич,《Месторождений при Строительстве Железородных предприятий》, Недрла, 1977Г.
125. Н·Н·Рогачев, Н·П·Сенаторов,《Противофильтрационные Завесы На Карьерах》, Недрла, 1979Г.
126. И·К·Смаченко,《Справочник по Осушению Горных порог》, Негра, 1984Г.