



2

采矿 设计手册

矿床开采卷 上

中国建筑工业出版社

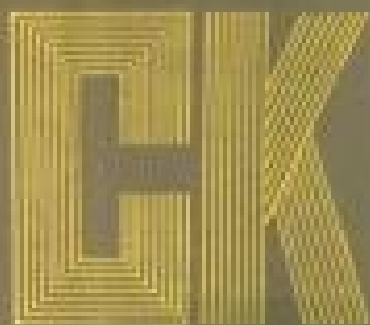


2

采矿 设计手册

矿床开采卷 下

中国建筑工业出版社



2

采矿设计手册

矿床开采卷上·中国建筑工业出版社出版

《采矿设计手册》共分《矿产地质》（包括矿产地质、岩石力学及矿山防治水）、《矿床开采》、《井巷工程》、《矿山机械》四卷。本卷上册包括绪论、露天开采；下册包括地下开采及常用设备材料附录。

本书为各矿山设计部门工程技术人员的重要工具书，亦可供矿山生产技术人员及大专院校师生参考。

责任编辑 张梦麟

采矿设计手册

(2)

矿床开采卷

(上、下册)

中国建筑工程出版社出版（北京西郊百万庄）
新华书店北京发行所发行 各地新华书店经售
煤炭工业出版社印刷厂印刷

开本：787×1092毫米 1/16 印张：120¹/₂；字数：2926千字
1987年12月第一版 1987年12月第一次印刷
印数：1—4,370册 定价：25.60元（共两册）
统一书号：15040·5310（平）

《采矿设计手册》编委会 顾问

费子文 徐大铨

《采矿设计手册》编委会

总编:

张富民

副总编:

潘 燮 常林彝

编委:

张富民 潘 燮 常林彝 徐 鼎 郑锡恩 李学明 陆礼镛

前 言

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

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

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

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

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

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

《采矿设计手册》编写委员会

一九八六年十月一日

《采矿设计手册》编写单位

总编单位:

北京有色冶金设计研究总院

副总编单位:

长沙黑色冶金矿山设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

编委单位:

北京有色冶金设计研究总院

长沙黑色冶金矿山设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

长沙有色冶金设计研究院

参加单位:

长沙黑色冶金矿山设计研究院

北京有色冶金设计研究总院

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

长沙有色冶金设计研究院

南昌有色冶金设计研究院

昆明有色冶金设计研究院

兰州有色冶金设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

马鞍山钢铁设计研究院

秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院

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

《采矿设计手册》卷目

1. 《矿产地质卷》

上册：第一篇 矿山设计地质工作

第二篇 岩石力学

下册：第三篇 矿山防治水

附 录

2. 《矿床开采卷》

上册：绪 论

第一篇 露天开采

下册：第二篇 地下开采

附 录

3. 《井巷工程卷》

井巷工程

附 录

4. 《矿山机械卷》

第一篇 矿山机械

第二篇 架空索道

附 录

《矿床开采卷》主、副编单位及编审人员

主编单位:

长沙黑色冶金矿山设计研究院

副主编单位:

北京有色冶金设计研究总院

主 编:

罗绍裘

副主编:

刘大荣

编审人员(按姓氏笔划顺序):

刘大荣 陆礼镛 沈伯康 李学明

杨映平 罗绍裘 林兴卫 张化远

张梦麟 胡菊南 徐 鼎 郭春林

黄瑞南 黄燮中 龚航虚 潘 燮

部分章节特约审稿人:

北京有色冶金设计研究总院

徐庆高 陈仁宪 于润沧 郎玉昭 沈道清

长沙黑色冶金矿山设计研究院

周宏富 赵则铭 李振宗 刘儒臣 翁丽君 麦森琪

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

韩国勋 艾彦芳 张延忠 张泰荣

《矿床开采卷》编写说明

本卷编写的内容包括了黑色冶金矿山、有色冶金矿山、非金属矿山、化学工业矿山和核工业矿山的设计资料。同时，尽可能编进了矿山生产中的一些技术经济问题。特别注意了本书的通用性和实用性。

在章节的编排上，本卷基本上是按矿山设计工艺的顺序来考虑的。其中有的章节，由于分篇立章可能引起一些不必要的重复，因此分别编入露天开采篇或地下开采篇。例如，“矿山环境保护”及“技术经济”两章编入露天开采篇；“安全技术与工业卫生”一章编入地下开采篇；而露天矿边坡工程及地下开采岩移计算则并入《矿产地质》卷的岩石力学篇。

本卷涉及的一些理论和学术问题，诸如采矿方法分类、开拓方法分类及放矿理论等，主要着眼于设计的实用性，一般不作为学术上的探讨。

考虑到某些技术经济指标，特别是设计选用的设备材料及其价格，随时间和地点而变动，读者在选用时请根据具体情况进一步核实。

本卷采用了国家颁布的法定计量单位，除在引用规程、规范时所涉及到的计量单位仍按原文，未予修正外，在采用新的单位制中，还遇到一些过去在工程计算中经常混用的概念，为照顾到过去的习惯，我们只修改了单位符号，但仍沿用了原有的术语名词。此外，在法定单位制中，没有对工程计算中所遇到的各种符号作出规定，例如表示时间的年、月、班；表示数量等级的万；表示货币单位的元；其它还有诸如台班、工班等。对于这些符号，未敢杜撰，只是根据我们的理解采用了变相的表示方法，与过去的习惯用法颇有不同。总之，由于对法定单位理解尚未尽深透，这样的处理亦未必完全合理，尚有待于进一步推敲。

由于篇幅所限以及一些其他方面的原因，矿山设计中一些经常变动的经济指标（如基建投资、各类成本等）未列入本卷。

《矿床开采卷》总目录

上册

绪 论

第一篇 露天开采

第一章 露天开采境界设计.....21	第十章 采场排水..... 457
第二章 露天矿生产能力的确定.....50	第十一章 砂矿水力开采..... 467
第三章 矿床开拓运输.....75	第十二章 采掘船开采..... 515
第四章 采剥方法..... 270	第十三章 石材开采..... 585
第五章 穿孔工作..... 317	第十四章 特殊开采法..... 623
第六章 爆破工作..... 336	第十五章 炸药加工厂及库房..... 674
第七章 露天矿大爆破..... 359	第十六章 矿山环境保护..... 714
第八章 装载..... 400	第十七章 技术经济..... 751
第九章 剥离物的排弃..... 424	

下册

第二篇 地下开采

第一章 矿山生产能力..... 839	第十二章 采场支护.....1441
第二章 开采岩移及地表 建筑物保护..... 874	第十三章 充填材料和充填计算.....1468
第三章 矿床开拓..... 916	第十四章 矿石损失与贫化.....1513
第四章 采矿方法选择.....1035	第十五章 基建及采掘（或回采） 进度计划的编制.....1533
第五章 采矿准备与切割.....1055	第十六章 矿井通风与防尘.....1559
第六章 空场采矿法.....1083	第十七章 地下矿排水及排泥.....1632
第七章 崩落采矿法.....1162	第十八章 矿山内因火灾防治.....1654
第八章 充填采矿法.....1259	第十九章 联合开采及露天转 地下开采.....1681
第九章 凿岩.....1349	第二十章 矿山安全技术与 工业卫生.....1712
第十章 爆破.....1376	
第十一章 回采出矿.....1401	

附 录

参考文献.....1901

上册 目 录

绪 论

第一篇 露 天 开 采

第一章 露天开采境界设计.....21

- 1.1 露天开采境界设计的主要原则21
- 1.2 经济合理剥采比22
- 1.3 露天采场最终边坡构成要素25
- 1.4 固定露天开采境界的一般方法30
- 1.5 露天矿分期开采境界38
- 1.6 用电子计算机确定露天矿
开采境界..... 39

第二章 露天矿生产能力的确定50

- 2.1 概述50
- 2.2 按开采技术条件确定矿山可能达到的
生产能力50
- 2.3 按经济效益确定合理的矿山
生产能力57
- 2.4 采掘进度计划的编制59
- 2.5 用电子计算机编制露天矿采掘
进度计划66

第三章 矿床开拓运输75

- 3.1 开拓运输方法分类及选择 75
- 3.2 公路开拓运输..... 77
- 3.3 铁路开拓运输.....110
- 3.4 公路-准轨铁路联合开拓运输..... 195
- 3.5 公路(或铁路)-斜坡提升联合开拓
运输.....202
- 3.6 公路(或铁路)-平硐溜井联合开拓
运输.....211
- 3.7 公路-破碎转载站-胶带输送机联合
开拓运输.....221
- 3.8 自溜-斜坡联合开拓运输..... 234
- 3.9 联合运输的转载设施.....248

第四章 采剥方法270

- 4.1 概述.....270

- 4.2 单斗挖掘机采剥法.....270

- 4.3 轮斗挖掘机采剥法.....283

- 4.4 前装机采剥法.....296

- 4.5 推土机采剥法.....299

- 4.6 铲运机采剥法.....302

- 4.7 索斗挖掘机采剥法.....305

第五章 穿孔工作317

- 5.1 穿孔方法和穿孔设备.....317

- 5.2 牙轮钻机穿孔作业.....318

- 5.3 潜孔钻机穿孔作业.....324

- 5.4 凿岩机和凿岩台车钻孔作业.....332

第六章 爆破工作336

- 6.1 爆破材料选择.....336

- 6.2 露天矿深孔爆破.....337

- 6.3 控制爆破.....350

- 6.4 浅孔爆破.....353

- 6.5 药壶爆破.....355

- 6.6 二次破碎.....356

第七章 露天矿大爆破 359

- 7.1 概述.....359

- 7.2 药室布置.....360

- 7.3 装药量计算和爆破参数选择.....367

- 7.4 爆破土岩方量计算.....373

- 7.5 药室和起爆网路设计.....379

- 7.6 安全距离计算.....386

第八章 装载400

- 8.1 单斗挖掘机作业.....400

- 8.2 索斗挖掘机作业.....405

- 8.3 轮斗挖掘机作业.....407

- 8.4 前端式装载机作业.....411

- 8.5 推土机作业.....414

- 8.6 铲运机作业.....417

8.7 机械犁-推土机作业	420	13.6 矿山实例	618
第九章 剥离物的排弃	424	第十四章 特殊开采法	622
9.1 概述	424	14.1 溶浸采矿法	623
9.2 剥离物排弃场的选择和设计要素的 确定	426	14.2 海洋采矿	661
9.3 剥离物的排弃工艺设计	430	第十五章 炸药加工厂及库房	673
9.4 排弃场作业进度计划的编制	450	15.1 矿用自制炸药的种类及其适用 条件	671
9.5 剥离物排弃场的工程建设	450	15.2 厂(库)址选择及总平面布置	674
9.6 排弃场的安全防护	454	15.3 工厂的工艺配置	680
第十章 采场排水	457	15.4 定员	700
10.1 排水方式分类与系统布置	457	15.5 技术经济指标	702
10.2 采场排水设计	463	15.6 爆炸材料库	704
第十一章 砂矿水力开采	467	15.7 炸药的检验与销毁	711
11.1 概述	467	15.8 炸药生产的安全技术与工业卫生	712
11.2 矿床开拓	468	第十六章 矿山环境保护	714
11.3 采矿方法	469	16.1 矿山环保设计依据及内容	714
11.4 水枪的选择与计算	476	16.2 矿山污水治理	716
11.5 水力运输	481	16.3 矿山防尘	719
11.6 水力排弃场	505	16.4 矿山设备的噪声治理及防护	725
11.7 技术经济指标	505	16.5 绿化	730
第十二章 采掘船开采	515	16.6 矿山土地复垦	734
12.1 链斗式采掘船使用条件	515	16.7 矿山泥石流	738
12.2 开采顺序	518	16.8 矿山环境监测	740
12.3 开拓	521	16.9 环保机构及职工定员	744
12.4 采矿方法	531	16.10 环保投资分析及经济评价	745
12.5 基建采准和其他工程	560	第十七章 技术经济	751
12.6 矿山生产能力的确定	567	17.1 职工定员及劳动生产率计算	751
12.7 采掘船开采主要指标	577	17.2 基建投资和流动资金计算	753
第十三章 石材开采	585	17.3 产品成本计算	758
13.1 概述	585	17.4 矿山企业设计方案技术经济比较	765
13.2 矿山规模划分与生产能力确定	592	17.5 矿山企业经济评价	780
13.3 矿床开拓运输	595	17.6 国民经济评价	789
13.4 采剥工作	599	17.7 冶金厂对矿石需要量计算	833
13.5 回采工艺	604		

下 册 目 录

第二篇 地 下 开 采

第一章 矿山生产能力	839	3.12 阶段平面图设计	989
1.1 概述	839	3.13 地下破碎及溜井系统	1000
1.2 矿块式采矿方法的生产能力	840	3.14 井底车场	1007
1.3 无底柱分段崩落法矿山生产能力的计算	855	第四章 采矿方法选择	1035
1.4 下向进路式回采充填法矿山能力计算	858	4.1 采矿方法的一般问题	1035
1.5 长壁采矿法生产能力计算	859	4.2 影响采矿方法选择的主要因素	1040
1.6 矿山年产量分配	860	4.3 采矿方法选择的设计程序	1043
1.7 矿山生产能力验证	862	4.4 采矿方法选择比较的优化	1052
1.8 矿山生产能力计算实例	867	4.5 国外采矿方法选择实例	1053
1.9 国外矿山(按综合经济比较)确定矿山生产能力的方法	869	第五章 采矿准备与切割	1055
第二章 开采岩移及地表建筑物保护	874	5.1 采切工程划分及采准方法	1055
2.1 概述	874	5.2 主要采准巷道的布置	1060
2.2 用类比法确定移动角(错动角)和陷落角(崩落角)	876	5.3 采准方法的选择	1063
2.3 全苏矿山测量研究所推荐的岩移参数确定方法	890	5.4 无轨采准	1064
2.4 用极限平衡法计算渐进式塌陷	893	5.5 矿块底部结构	1068
2.5 地表建筑物和构筑物的保护及开采移动范围的圈定	895	5.6 采准及切割工程量计算	1078
2.6 地表保护及“三下”开采	900	第六章 空场采矿法	1083
2.7 地表岩移及观测矿山实例	912	6.1 概述	1083
第三章 矿床开拓	916	6.2 全面采矿法	1084
3.1 概述	916	6.3 房柱采矿法	1098
3.2 矿床开拓方法	918	6.4 浅孔留矿采矿法	1116
3.3 矿区选择和开采区划分	919	6.5 分段采矿法	1127
3.4 平硐开拓	921	6.6 爆力运矿采矿法	1137
3.5 斜井开拓	925	6.7 阶段矿房采矿法	1146
3.6 竖井开拓	936	6.8 矿柱回采和采空区处理	1155
3.7 无轨斜坡道开拓	949	第七章 崩落采矿法	1162
3.8 联合开拓	968	7.1 概述	1162
3.9 矿床开拓方案选择	976	7.2 壁式崩落法	1163
3.10 阶段(中段)高度的确定	984	7.3 分层崩落法	1175
3.11 矿山运输水平	987	7.4 无底柱分段崩落法	1183
		7.5 高墙壁无底柱分段崩落法	1196
		7.6 有底柱分段崩落法	1205
		7.7 阶段强制崩落法	1218
		7.8 分段留矿崩落法	1233
		7.9 阶段自然崩落法	1237

7.10 放矿理论在设计中的应用	1248	13.5 混凝土和块石胶结充填	1506
第八章 充填采矿法	1259	13.6 充填系统的控制、调度和联络	1511
8.1 概述	1259	第十四章 矿石损失与贫化	1518
8.2 回采顺序和充填体的作用	1261	14.1 矿石损失与贫化的基本概念与计算方法	1513
8.3 上向分层充填法	1269	14.2 矿石损失与贫化矿山实例	1515
8.4 上向进路充填法	1283	14.3 矿石损失与贫化产生的原因	1516
8.5 点柱充填采矿法	1289	14.4 降低矿石损失贫化的措施	1530
8.6 下向分层充填法	1298	14.5 各种采矿方法损失与贫化推荐指标	1581
8.7 壁式充填法	1307	第十五章 基建及采掘(或回采)进度计划的编制	1533
8.8 分段充填法	1312	15.1 基建进度计划编制原则	1533
8.9 阶段充填法	1319	15.2 基建进度计划的编制	1534
8.10 矿柱回采	1342	15.3 三级矿量、矿山基建工程量及投产标准	1535
第九章 凿岩	1349	15.4 国内外成井(巷)实例指标	1543
9.1 岩石分级	1349	15.5 采掘进度计划编制原则	1553
9.2 地下凿岩设备分类	1355	15.6 采掘进度计划编制	1554
9.3 采矿凿岩	1357	第十六章 矿井通风	1563
9.4 掘进凿岩	1367	16.1 矿井通风系统	1563
9.5 凿岩工具与消耗	1372	16.2 矿井风量计算与分配	1580
第十章 爆破	1376	16.3 矿井通风阻力计算	1594
10.1 概述	1376	16.4 矿井降温与防冻	1602
10.2 井巷掘进爆破	1376	16.5 矿井防尘	1623
10.3 采场爆破	1385	16.6 局部通风设备的配置和通风防尘监测仪表	1632
10.4 大孔径深孔爆破	1392	第十七章 地下矿排水及排泥	1636
10.5 药室崩矿	1395	17.1 地下矿排水方式及系统	1636
10.6 深孔成井爆破	1396	17.2 泵房型式和布置	1638
第十一章 回采出矿	1401	17.3 水仓	1640
11.1 铲运机出矿	1401	17.4 沉淀池	1643
11.2 装运机出矿	1420	17.5 水仓沉淀池的清仓和排泥	1647
11.3 电耙出矿	1424	17.6 综合防洪排水措施	1651
11.4 振动放矿机出矿	1429	17.7 地下矿山防排水技术经济指标	1656
第十二章 采场支护	1447	第十八章 矿山内因火灾防治	1658
12.1 概述	1447	18.1 概述	1658
12.2 锚杆支护	1448	18.2 矿(岩)自燃发火原因、条件和内因火灾矿山的设计程序	1658
12.3 长锚索支护	1455	18.3 金属矿山内因火灾的预防措施	1665
12.4 喷射混凝土支护	1460	18.4 预防性灌浆设计	1674
12.5 特殊支护法	1462	18.5 炸药自爆及预防	1681
12.6 联合支护	1462		
第十三章 充填材料和充填计算	1468		
13.1 充填材料	1468		
13.2 干式充填	1480		
13.3 水砂充填	1481		
13.4 尾砂水力充填和尾砂胶结充填	1491		

第十九章 联合开采及露天转地

下开采	1685
19.1 概述	1685
19.2 露天转地下开采	1685
19.3 露天转地下开采过渡方案	1688
19.4 露天转地下开采过渡的几个 技术问题	1697
19.5 露天转地下矿山实例	1703
19.6 地下转露天开采	1708
19.7 露天与地下联合开采	1710

第二十章 矿山安全技术与工

业卫生	1716
20.1 概述	1716
20.2 矿山安全主要技术措施	1717
20.3 工业卫生主要技术措施	1720
20.4 矿山安全组织机构及人员配备	1726
20.5 矿山安全、保健辅助设施	1729
20.6 部分安全技术与工业卫生 劳动定额	1732

附 录

附录1 主要采矿设备	1735
附1.1 露天穿爆设备	1735
附1.2 露天装载设备	1748
附1.3 露天运输及维护设备	1768
附1.4 水采设备	1801
附1.5 石材开采设备	1807
附1.6 地下凿岩、装药设备	1815
附1.7 地下装载设备	1828
附1.8 天、溜井掘进设备及混凝土喷	

射设备	1836
附1.9 绞车设备	1850
附1.10 通风除尘设备及安全仪表	1855
附1.11 炸药加工厂设备	1866
附录2 采矿常用材料	1875
附2.1 常用标准代号	1875
附2.2 常用材料	1875
参考文献	1905

绪 论

责任编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

参加编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编 写 人 潘 斐 刘大荣 罗绍霖

设计是整个基本建设过程中的一个关键环节。一个工程建设项目，在建设过程中是否能加快速度和节约投资；建成投产以后，生产的工艺和布置是否合理，生产的指标是否先进，经济效益是否良好，这些在很大程度上都取决于设计的质量。做好设计不仅会在工程建设上直接收到实效，而且对促进我国国民经济发展，加快四个现代化建设的进程具有重要意义。设计又是一种以脑力劳动为主的复杂的创造性劳动，它与工矿企业不同，它不直接生产物质产品，而是根据国家对一个工程建设项目的总要求，通过调查研究，摸清和掌握有关资料与数据，将适合的先进工艺、技术和设备应用到设计工程中，并运用技术和经济等各方面的科学知识，经过综合研究，反复比选而编制出设计文件，用以指导施工和竣工验收及规划生产。因此，设计工作是一个艰巨的工作。由于作为矿山生产对象的自然资源条件变化大，不稳定性的客观因素多；采矿作业线随时推移、更新；正常生产能力也是不断消失、又不断补充。整个矿山生产是一个动态过程，因此矿山设计没有标准的模式，工作的艰巨性更大。

根据三十多年以来矿山建设和设计的经验，为了做好设计，必须注意下列各项设计的基本原则。

1 要遵守基本建设的程序

实践证明，一个矿山建设项目从资源地质勘探到建成投产，一般要经过以下几个阶段：资源地质勘探与试验研究；根据发展国民经济长远规划和布局的要求编制项目建议书；项目建议书经批准后，编制可行性研究报告和设计任务书；可行性研究报告和设计任务书经批准后，编制初步设计；初步设计经批准后，编制施工图，进行施工准备和组织施工，以及设备的订货和制造；然后，进行试车和验收，交付生产使用。这是一个矿山建设项目的必要的基本建设程序。

为了做好基本建设的设计工作，国家计委1983年颁发的《基本建设设计工作管理暂行办法》中规定了基本建设的设计工作程序，这个设计工作程序包括参加建设项目的决策，编制各个阶段的设计文件，配合施工和参加竣工验收以及进行总结的全过程，现分述如下。

1.1 参加建设项目的决策

设计单位参加建设项目的决策，其主要工作任务是根据主管部门或委托单位提出的委

托,承担和参加建设前期工作,包括矿床地质勘探工业指标的制订,项目建议书和可行性研究报告与设计任务书的编制,以及参加厂(场)址选择和工程设计所需的科学试验等。

1) 矿床地质勘探工业指标的制订

制订矿床地质勘探工业指标的目的在于评价矿床工业价值,圈定矿体和计算储量提供依据和标准。

制订矿床地质勘探工业指标的任务主要是根据各该矿床的初步地质勘探资料,研究确定各该矿床的矿石工业类型,矿石中有益组分的边界品位和矿块最低工业品位,并按照开采技术条件,研究确定计算矿石地质储量时需用的夹石剔除厚度和矿体最小可采厚度。此外,对于直接入炉冶炼的矿石,要制定矿石中有害成分的允许最高含量指标。对于多种组分伴生的矿床,要制定伴生组分综合利用的最低品位指标。对于坡积残积矿床和砂矿床,要制定含矿系数和净矿最低品位指标。对于具有氧化带和原生带的矿床,要制定划分两带界限的指标。

矿床地质勘探工业指标要经有关主管部门的批准。

除了制订工业指标以外,设计单位也可能被邀请参加一些与矿床地质勘探有关的其他问题的共同研究,如勘探顺序的决策和矿石加工试验的采样问题等。

2) 项目建议书的编制

项目建议书是根据国民经济和社会发展的长远规划、行业规划、地区规划等的要求,经过调查、预测而编制的。基本建设大、中型项目的项目建议书需要国家审批。批准的项目建议书是长期计划或建设前期工作计划的列项依据。

项目建议书应包括的主要内容一般如下:

(1) 建设项目提出的必要性和依据。如果是需要引进技术和进口设备的,还要说明国内外技术差距和概况以及进口的理由。

(2) 产品方案,拟建规模和建设地点的初步设想。

(3) 资源情况、建设条件和协作关系。如果是需要引进技术和进口设备的,还要说明引进国别,对厂商的初步分析。

(4) 投资估算和资金筹措设想。如果是利用外资的项目,还要说明用外资的可能性,以及偿还贷款能力的大体测算。

(5) 项目的进度安排。

(6) 经济效益和社会效益的初步估计。

3) 可行性研究报告和设计任务书的编制

一般建设项目在批准项目建议书之后,应编制可行性和设计任务书。

可行性研究报告和设计任务书是项目决策的依据,要做到一定的准确性。

大、中型建设项目的设计任务书需要国家审批。利用外资项目、引进技术和进口设备项目的审批,按国家有关规定办理。

可行性研究报告和矿山设计任务书,应包括的主要内容一般如下:

(1) 矿山的资源条件和建设条件,包括矿产资源的储量、主要成分的含量、矿体的产状和赋存情况、矿石加工冶炼试验的情况、开采利用的条件、交通运输及供水、供电等的建设条件。

(2) 建设规模及产品方案,包括开采的方法、开采的规模、产品的品种、数量和质

量, 以及产品用户的研究和推荐意见。

(3) 主要工艺和设计方案, 包括采矿方法, 开拓运输方法, 矿石加工方法, 装备水平, 主要厂(场)址, 以及矿山设备修理、供水、供电等主要设施的方案研究和意见。引进技术和设备的, 还要说明来源国别、设备的国内外分交或与外商合作制造设想。

(4) 原材料、燃料等的落实情况和能源的节约主要措施, 包括需要的原材料、燃料等的种类、数量、来源和供应可能, 以及能源节约的主要措施。

(5) 环境保护评价, 包括环境现状, 项目建设对环境的影响, 以及保护环境的主要措施等。有文物保护的地区, 还应提出保护要求和措施方案。

(6) 矿山组织、劳动定员和人员培训设想。

(7) 建设进度安排, 包括需要的建设时间, 可能的建成投产时间和达产时间等。

(8) 投资估算和资金筹措办法, 包括项目建设所需要的投资和生产流动资金的估计, 以及资金的来源和筹措办法及贷款的偿还方式等。利用外资项目和引进技术项目, 还应包括用汇额。

对于改建、扩建项目, 还要说明对原有固定资产的利用情况。

(9) 生产成本的估计和市场价格的分析。

(10) 经济效益和社会效益, 不仅计算建设项目本身的微观效果, 而且要衡量建设项目对国民经济发展所起的宏观效果和对社会的影响。

1.2 编制各阶段设计文件

建设项目设计文件的编制, 根据国家有关文件的规定, 在一般情况下, 可按初步设计和施工图设计两个阶段进行。个别技术上特别复杂的建设项目, 也可根据主管部门或委托单位的要求, 按初步设计、技术设计和施工图设计三个阶段进行。小型建设项目中, 技术简单的, 经主管部门或委托单位同意, 也可在简化的初步设计确定后, 就可做施工图设计。

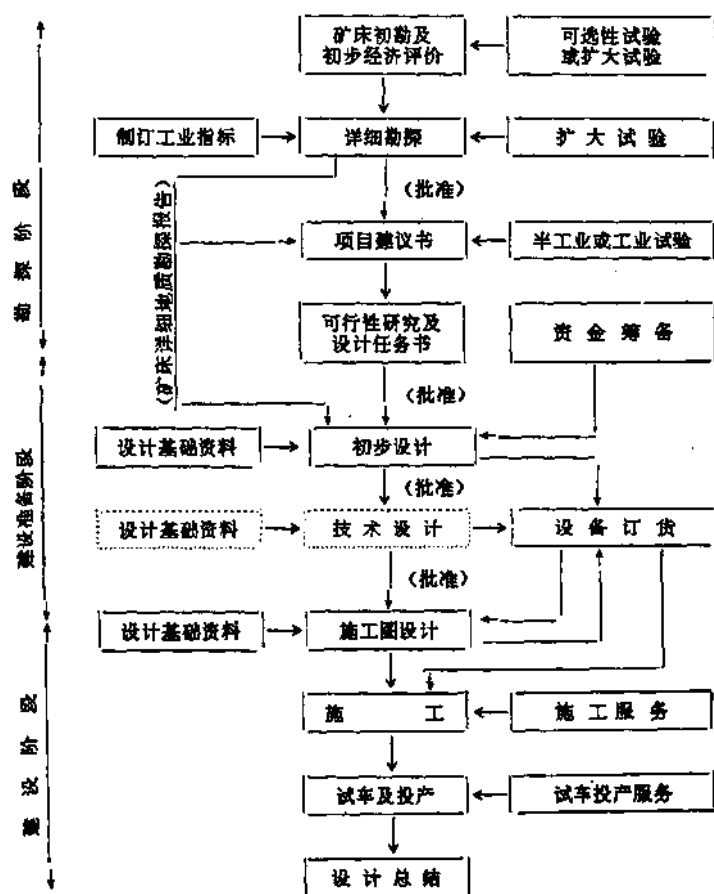
初步设计应根据批准的可行性研究报告和设计任务书进行编制。技术设计应根据批准的初步设计进行编制。施工图设计应根据批准的初步设计或技术设计以及设备的订货情况进行编制。

1.3 施工服务和总结工作

设计单位对所承担的工程设计要派出必要的设计人员积极配合施工, 负责交代设计意图, 解释设计文件, 及时解决施工中出现的有关设计问题。同时要参加试运转, 参加竣工验收、投产, 并根据设计在施工和投产中的实践, 进行设计工作的总结。这不仅有利于建设项目的施工和竣工生产, 同时也有利于设计水平的不断提高。

在施工过程中如果出现因设计原因造成施工图的重要改变, 设计部门要负责重新绘制改变后的施工图。

矿山工程项目的建设程序图示于下图。



矿山建设项目的建设程序图

2 要搞好调查研究，取得必要的基础资料

要把设计做好，必须从实际出发。这就要求设计者要搞好调查研究，在进行每项设计之前，要抽出一定的时间深入到与设计有关的各种现场以及有关单位，把实际情况搞清楚，听取各方面的要求和意见，以便在设计时充分考虑这些要求和意见及所调查的实际情况。

必要的基础资料是保证设计质量的重要条件。为了使设计建立在切实可靠的基础上，在动手设计之前，均必须取得必要的基础资料。

矿山设计必需的基础资料，一般如下：

(1) 经过储委审查批准的矿床详细勘探地质报告。对于水文地质条件比较简单的矿床，其水文地质勘探资料一般可包括在详细勘探地质报告中。对于水文地质条件比较复杂的矿床，应有经过有关主管部门审查批准的专门的矿床水文地质勘探报告。

(2) 矿石加工试验研究报告。对于选冶性能和工艺比较复杂的矿石，其加工试验研究报告应经有关主管部门的审查批准。

(3) 边坡状况比较复杂及大型露天矿山的边坡设计，要有经过审定的露天边坡稳定

性研究报告。

(4) 地形测量资料。包括：为编制矿山设计总平面图所需的1/1000或1/2000地形图；为编制矿山总体布置图所需的1/5000或1/10000地形图；施工图设计时需要的个别工业场地的1/500地形图。这些地形测量图的范围由设计单位根据设计需要具体研究确定。

(5) 工程地质资料。初步设计时，需要主要工业场地工程地质的初步勘探资料。施工图设计时，一般需要各个主要建筑物和构筑物的工程地质详细勘探资料及主要井筒和硐室的工程地质资料。

(6) 水源地的水文地质资料或水源资料。

(7) 气象资料。

(8) 地震资料。

(9) 水、电、交通运输、机修、燃料供应、征地拆迁等的外部协作协议书或意向性协议书。

(10) 环境评价报告。

(11) 当地建筑材料的资料。

(12) 设备及其报价资料。

(13) 编制设计概算所需的当地价格资料。

(14) 如为改建、扩建矿山工程，尚应有矿山现状总平面图、采矿场现状图及其现有各项设备和设施的鉴定资料。

对于上述各项设计基础资料，设计者要进行充分的研究和检查其质量，在必要时提出补充基础资料的要求。

3 要认真贯彻执行国家有关的方针政策

设计工作的基本任务是要做出能体现国家有关方针、政策，切合实际，安全适用，技术先进，经济效益好的设计，为我国社会主义现代化建设服务。因此，设计工作要遵守国家的法律、法规，要站在国家全局的立场上，认真贯彻执行国家经济建设各项有关方针、政策。

针对矿山设计工作的实际，矿山设计工作中要特别注意认真贯彻执行下列各项主要方针、政策。

3.1 讲究经济效益

每项工程建设都要讲究经济效益，矿山工程设计也不例外。

衡量工程建设经济效益的主要标志是投资省、工期短、达产快、成本低、产品质量好、投资收益率高。因此，为了提高矿山工程建设的经济效益，在矿山设计工作中要认真研究节约工程投资，加快建设速度，降低生产成本，提高产品质量的各项技术措施，要十分注意经济分析，进行多方案的比较研究。对于技术上的问题，不仅要从技术上看问题，而且还要从宏观经济上来考虑问题。

为了提高建设项目的投资经济效益，还要根据国家有关的规定、规范和标准，结合建设项目的实际情况，正确确定各项设计标准。对生产工艺、主要设备和主体工程，要做到

先进、适用、可靠。对非生产性的建设，要坚持适用、经济，在可能条件下注意美观的原则。

根据国家规定，从1985年起，凡是由国家预算安排的基本建设投资全部由财政拨款改为银行贷款。这样，在设计中如何节约投资、缩短工期，使工程项目尽早建成投产发挥经济效益，就显得更为重要。

3.2 促进技术进步

实现我国经济建设的宏伟目标要靠技术进步。因此，在矿山工程设计中要结合我国的国情和各个工程建设项目的具体情况，积极采用先进技术。

由于世界采矿技术的不断进步，目前在国外涌现了许多先进的技术。同时，由于新中国成立以来，我国采矿工业的不断发展，在我国的许多矿山也创造了不少新技术、新经验。因此，为了促进技术进步，就要求设计者不断学习和总结国内外的先进技术。

促进技术进步除了要注意结合我国的国情和各个工程项目的具体情况以外，还要注意处理好技术先进和经济合理这两者之间的关系。一般地说，采用先进技术要以是否取得良好的经济效益为前提。

根据有关部门的初步规划，我国在采矿方面达到经济发达国家在七十年代末或八十年代初的技术水平，要实现的新技术主要如下：

(1) 为了尽量减少采矿基建工程量，均衡生产剥采比，在条件适宜的大型和特大型露天矿，一般要实行分期开采，陡帮作业。

(2) 为了提高开采强度，在条件适宜的深凹露天矿，要根据开采规模、开采深度和运距等不同情况，有计划地发展公路开拓运输和汽车-破碎-胶带机联合开拓运输，或铁路-公路联合开拓运输方式。

(3) 掌握与8~15m³挖掘机配套的大型露天矿机械化生产工艺。指标达到或接近同类矿山国际水平。

(4) 采用新型爆破器材和高威力炸药，实现爆破量达50万吨以上的大区微差爆破和靠帮控制爆破，掌握边坡管理、监测和控制技术。

(5) 地下采矿要掌握倾斜中厚以上不规则矿体高效率机械化采矿方法，在条件适宜的矿山推广采用阶段崩落法，高端壁无底柱分段崩落法、大孔回采等先进技术。

(6) 在促进现有常规设备更新换代的同时，积极采用地下无轨开采系统的设计，在国产2~3.8m³矿运机的基础上，进行凿岩台车、支护设备及各种辅助服务无轨车辆的配套工作，使新建设的大、中型矿山接近同型矿山国际水平。

(7) 积极促进矿山岩石力学研究工作，并用于边坡稳定、深部开采、地压管理、岩层移动、空区处理、巷道维护等矿山设计工作中，以提高矿山设计的科学水平。

(8) 积极采用电子计算机进行露天矿的境界、生产能力、开采计划安排、运输、边坡稳定，以及地下矿山工程稳定性分析等的设计工作。

3.3 重视资源的综合开发利用

矿产资源是国家的宝贵财富。矿山设计工作要认真贯彻执行已颁布的《中华人民共和国矿产资源法》中的有关规定。要认真研究确定合理的开采顺序，要尽量提高矿产资源开

发的回采率,降低贫化率和提高矿石加工对有用成分的回收率。

根据当前的采矿技术成就,露天开采的矿石回采率一般应在95%以上(开采范围以内),贫化率一般应控制在5%以内。地下开采的矿石回采率,当采用大量崩落方法时,一般应在80%以上,采用其他采矿方法时,一般应在90%以上;地下开采的贫化率,当采用大量崩落采矿方法时,应在20%以下,当采用充填采矿方法时,应在10%以下,当采用其他采矿方法时,应在15%以下。

对于具有工业价值的共生矿产和伴生有用组分,必须综合开采利用。在目前技术经济条件下暂时不能综合开采利用的,应采取有效的保护措施。

对于设计开采范围以内的表外矿石,要通过必要的试验研究,尽量考虑利用。在目前技术经济条件下暂不能利用的,应当分别堆置,为以后考虑利用创造条件。

3.4 重视安全生产

安全生产是社会主义企业生产的一个重要方针。矿山的安全生产更是关系到对职工生命安全负责,保护国家财产和保证生产建设正常进行的一个重大问题。国务院于1982年在《关于发布矿山安全条例和矿山安全监察条例的通知》中规定:“凡是新建、改建、扩建的矿山,其劳动条件和安全卫生设施都必须符合《矿山安全条例》的规定,否则不准投产”,《矿山安全条例》第十二条规定:“矿山设计必须符合本条例的规定,必须按国家规定的程序和权限进行审批,不符合安全要求的设计,不得批准”。因此,矿山设计必须重视安全生产,认真贯彻执行《矿山安全条例》及其他有关的安全规程的规定。对矿山生产所必需的劳动保护和安全设施,设计中要认真研究落实,并且要按照国务院1984年7月颁布的《关于加强防尘防毒工作的决定》。在建设项目的设计中,对尘毒、噪声、高温等危害职工身体健康的治理措施和防止发生伤亡事故的安全设施,必须与主体工程同时设计、审批,同时施工,同时验收、投产使用。所需材料、设备一并列入概算。在建设项目的初步设计中,还应根据国家有关规定和要求,编写安全和工业卫生专篇(章),详细说明生产工艺流程中可能产生的职业性危害和不安全的因素,应采取的防范措施及其预期效果,以及需要建立的安全管理机构等。

矿山安全防护应考虑的主要措施是大力防治硅尘、放射性和有毒物质的危害及事故的预防。在粉尘多的作业地点,如采掘工作面的凿岩、装卸及破碎溜井系统,应设置有效的防尘措施;对游离二氧化硅大的矿山应通过采取湿式凿岩和机械通风措施保证工作地点空气含尘量不超过国家规定。对含有毒及放射性矿物的矿山,应采取有效的保护措施,并缩短地下工作面工人的工作时间。对露天采矿场的边坡、矿山地压、顶板管理、爆破作业应考虑必要的安全措施。寒冷地区的坑口、井口应设防寒设施。对自燃性和可能突然涌水的矿山,应考虑防火和防水措施。

3.5 重视环境保护

保护和改善生活环境与生态环境,防止自然环境的破坏和污染,是我国社会主义现代化建设中的一项目标。《中华人民共和国环境保护法》(试行)第六条规定:“一切企业、事业单位的选址、设计和生产,都必须充分注意防止环境的污染和破坏,在进行新建、改建和扩建工程时,必须提出对环境影响的报告书,经环境保护部门和其他有关部门

审查批准后才能进行设计；其中防止污染和其他公害的设施，必须与主体工程同时设计，同时施工，同时投产；各项有害物质的排放必须遵守国家规定的标准”。因此，在矿山设计中要重视环境保护，要认真贯彻执行《中华人民共和国环境保护法》（试行）以及其他有关规定，采取行之有效的技术措施，防治粉尘、矿毒水以及废气、废水、废渣、噪声、放射性物质和其他有害因素环境的污染，并进行综合治理和利用，使设计符合国家规定的标准。

为了加强基本建设项目的环境保护管理，国家计委、国家建委、国家经委、国务院环境保护领导小组于1981年颁发了《基本建设项目环境保护管理办法》，其中规定“基本建设项目的初步设计，必须有环境保护篇（章），以保证环境影响报告书及其审批意见所规定的各项措施得到落实”。因此，在矿山设计中要根据这个规定编写好建设项目初步设计的环境保护篇（章），阐明环境保护设计的依据；排放污染物的种类、数量及其处理工艺和达到的排放标准；绿化及复垦规划；环境监测的任务、范围和内容；环保管理机构的设置及定员，以及环保的投资等。

矿山设计中应考虑的主要环境设施如下：

- （1）选矿厂、炸药加工厂、机修厂等的工业污水和矿山生活污水以及酸性水和其他矿山毒水的处理设施；
- （2）采场、破碎、平硐溜井、矿山道路等的除尘设施；
- （3）各种设备的噪声治理及防护设施；
- （4）有害气体净化处理设施；
- （5）绿化及土地复垦。

3.6 节约能源

按照国家计委1984年《关于在工程设计中认真节约能源、合理利用能源、并加速修订补充设计规范的通知》的规定，新建项目（包括重大技术改造项目）的设计任务书或可行性研究报告和初步设计中，均增加能源节约和如何合理利用的部分。设计中应当有单位产品能耗指标，在审查建设项目可行性研究报告和初步设计时，都要把好能源利用是否合理这一关。因此，矿山设计要认真贯彻执行国家和有关部门对节能的各项规定，要在经济合理的情况下，尽量选用能耗少的生产工艺和设备，以努力降低矿山开采的能源消耗。

对设计矿山的能源选择、供给、构成、平衡等要进行多方案比较。对设计方案的比选要把能耗作为重要因素之一来考虑。

根据目前有关部门正在组织制定的建设项目的单位产品能耗定额标准，矿山设计能耗指标一般不应超过下列数值：

（1）山坡露天矿每吨矿岩的能耗为：

大、中型矿山：0.6~1kg标准煤；

小型矿山：1~1.3kg标准煤。

（2）深凹露天矿的大、中型矿山为每吨矿岩0.78~1.3kg标准煤；小型矿山为1.3~1.7kg标准煤。

（3）地下矿的大、中型矿山为7~10kg标准煤；小型矿山为9~12kg标准煤。

对于当地采暖温度在-3~-10℃之间的矿山，每吨矿岩煤耗指标中再增加1kg标准煤，

在-10℃及以上的矿山再增加2kg标准煤。

节约矿山的能源包括节约矿山用电、用油（柴油、汽油）和用煤等，这些能源折算成标准煤的折算系数如下：

用电——每kWh按0.407kg标准煤折算；

柴油——当热值为 $11000 \times 4.18 \text{ kJ/kg}$ 时，按1.57kg/kg折算；

汽油——当热值为 $11000 \times 4.18 \text{ kJ/kg}$ 时，按1.471kg/kg折算；

无烟煤——当热值为 $6000 \times 4.18 \text{ kJ/kg}$ （湿）时，按0.971kg/kg折算；

动力煤——当热值 $5000 \times 4.18 \text{ kJ/kg}$ （湿）时，按0.714kg/kg折算；

压缩空气——每标 m^3 按0.038kg折算。

3.7 节约土地

节约土地是我国的国策。矿山设计必须遵循《中华人民共和国土地管理法》的有关规定，珍惜和合理利用一切土地。“可以利用荒地的，不得占用耕地；可以利用劣地的，不得占用好地。”“一个建设项目需要使用的土地，应当根据总体设计一次申请批准，不得化整为零。分期的项目，应当分期征地，不得先征待用。铁路、公路和输油、输水等管线建设需要使用的土地，可以分段申请批准，办理征地手续”。“国家建设征用耕地一千亩以上，其他土地二千亩以上的，由国务院批准”。“国家建设征用土地，用地单位除支付补偿费外，还应当支付安置补助费”。“采矿、取土后能够复垦的土地，用地单位或者个人应当负责复垦，恢复利用”。这些是《中华人民共和国土地管理法》中与矿山设计有关的重要规定。

3.8 木材的节约代用

木材是生产和建设的重要物资。我国森林覆盖率低，木材资源短缺，木材的节约代用是我国经济建设中一个长期的战略方针。国家经委、国家计委、国家物资局、林业部1983年6月颁布了《关于节约使用、合理利用和采用木材代用品的若干规定》，矿山设计工作中要根据这些有关规定，注意木材的节约代用。

根据矿山建设的特点和有关规定，矿山设计要特别注意贯彻下列木材节约代用的主要措施：

（1）各种永久性井巷工程，要积极采用各种非木材支护，如混凝土、喷锚等，一般不使用木材做支撑柱或顶板；需要支护的井下采矿场，应根据具体条件，尽量采用金属支柱和其他非木材支护用品。

（2）露天矿山除采矿场移动铁路外，固定铁路线要采用混凝土轨枕，地下矿山除交岔点车场外，其他线路要采用混凝土轨枕。

（3）永久性的送电线路、通信线路，一律要采用水泥电柱，一般禁止使用木电柱和木横担。

3.9 注意专业化和社会协作

对建设项目的辅助生产设施、公用设施、运输及生活福利设施等，在设计中要注意专业化，尽可能同邻近有关单位密切协作。

4 正确确定设计中的各项技术经济问题

4.1 开采矿区(点)和开采方法的选择

1) 开采矿区(点)选择

开采矿区(点)的选择是矿山建设的一个重要决策问题,要本着先富后贫、先近后远、先易后难和重视经济效益的原则,在编制项目建议书时通过认真的调查研究和技术经济论证来确定。一般应优先开采品位较高、开采条件和选冶性好、交通运输和水电供应条件较方便、基建工程量较少、投资较省、成本较低、经济效益较好的矿区(点)。攀西矿区之所以首先开采攀枝花铁矿,攀枝花铁矿之所以首先开采兰尖铁矿,泸沽铁矿之所以首先开采铁矿山矿点,都是根据这些原则经过认真的调查研究和技术经济论证后确定的。

2) 开采方法的确定

矿山是采用露天开采还是地下开采,或者露天、地下联合开采,要根据各个矿床的具体赋存条件来研究确定。

在矿山建设中,有些矿床是可以根据它的赋存条件,不要经过大量的技术经济工作就可以比较明显地确定其开采方法的。矿山建设中需要在设计中进行认真的技术经济上的比较研究工作后才能确定其开采方法的,主要是下列几种情况:

- (1) 一些厚度较大,埋藏不深也不太浅的块状矿体;
- (2) 一些厚度中等,埋藏不深的急倾斜矿体;
- (3) 一些矿体厚度较大的急倾斜的深部矿体。

上述各种情况的一个共同特点是,当这些矿床(体)采用露天法开采时,其剥采比一般都接近或略大于经济允许的剥采比。

我国的梅山铁矿、桦树沟铁矿、弓长岭铁矿二矿区西北区矿体、铜绿山铜矿深部矿床等,都属于上述各种情况。这些矿山的开采方法都是在设计过程中经过大量的技术经济上的比较研究后才确定的。

为了合理确定上述各种情况的矿山的开采方法,有时要做出两种开采方法的设计方案甚至初步设计,并就下列主要内容进行综合的技术经济比较和分析:

- (1) 可以达到的开采规模,或同样规模的潜在能力;
- (2) 可采矿石量及服务年限;
- (3) 采出的矿石质量;
- (4) 需要的主要建设工程量及投资费用;
- (5) 生产成本和经营费用;
- (6) 建设的速度,包括建设投产时间及达产时间;
- (7) 经济效益,包括投资的收益率和投资偿还期;
- (8) 矿产资源的损失和利用程度;
- (9) 生产劳动条件和环境影响情况;
- (10) 主要设备、材料和能源的需要量;
- (11) 占地及拆迁量等。

由于露天开采法的生产劳动条件,一般地说比地下开采法要好,矿产资源的回采率较

高。因此,在经济效益相差不大的情况下,一般应当尽量考虑采用露天法开采。

4.2 矿山建设规模的确定及矿山规模的类型划分

1) 矿山建设规模的确定

矿山的建设规模要根据技术上可能、经济上合理和市场需要或委托单位的要求,进行全面的研究后确定。

(1) 技术上可能是确定矿山建设规模的一个前提条件。在矿山设计工作中,对露天矿,要按照可能布置的采矿设备数量和矿山工程延深速度或采矿下降速度来验证在技术上可能达到的矿山生产能力,并通过编制采剥进度计划进行落实。对地下矿,要按照所采用的采矿方法和回采工作条件,新水平与采区开拓和采准条件及开采下降速度来验证矿山在技术上可能达到的生产能力。

从技术上论证可能达到的矿山生产能力时,要以批准的工业矿量为基础。与生产能力计算有关的各项参数、指标的选取,特别是新工艺、新设备的各种指标选取,应当稳妥可靠,留有余地,并且要预见到地质条件的可能变化,适当考虑地质储量差异系数。

由于矿床赋存条件上的原因,有时达到建设规模的时间很长,在这种情况下,应考虑由小到大、分期建设的必要性。每期的建设规模一般应考虑在投产后能在1~2年内达到建设规模的产量要求。但分期建设要有总体规划,尽量做到前后期衔接合理,并且在近期建设上,原则上不要为远期建设预花很多投资。

(2) 一个建设项目的不同建设规模,其经济效益往往是不同的,要使确定的建设规模达到最佳经济效益,这是确定矿山建设规模的一个基本原则。

衡量矿山建设规模的经济效益的主要指标是投资收益率。因此,从经济上研究建设的规模是否合理时,一般应在技术条件可能的基础上考虑几个不同建设规模的方案,分别计算其投资收益率,然后进行比选。

(3) 市场需要或委托单位的要求是确定矿山建设规模必须认真考虑的一个重要因素。在一般情况下,应当尽量满足市场需要或委托单位的要求。但考虑这个因素必须联系技术上的可能和经济上的合理。

2) 矿山规模的类型划分

为了正确反映建设项目的规模,加强基本建设项目的管理,参照国家计委、国家建委、财政部1978年4月颁布的《关于基本建设项目和大中型划分标准的规定》,并结合我国矿山建设的实际情况,一般矿山建设规模的类型划分参见表1。

4.3 矿山服务年限

矿山的 service 年限根据各个矿山采矿场内的工业矿石储量和设计的建设规模,通过编制开采进度计划表来确定。一般情况下,以最佳经济效益来确定矿山建设规模后的开采年限,即为经济合理服务年限。对于重点矿山工程应结合矿山规模的确定,进行技术经济方案比较确定。

根据以上原则,并参考国内外一些矿山的实际服务年限,一般矿山的 service 年限参见表2。

对于国家急需的资源和邻近有接续矿山的,其服务年限也可以适当缩短。

矿山规模类型划分

表 1

矿 山 区 分	矿 山 规 模 类 型 ($\times 10^4 \text{t/a}$)			
	特 大 型	大 型	中 型	小 型
黑色冶金矿山:				
露天	>1000	1000~200	200~60	<60
地下	>300	300~200	200~60	<60
有色冶金矿山:				
露天	>1000	1000~100	100~30	<30
地下	>200	200~100	100~20	<20
化学矿山:				
磷 矿		>100	100~30	<30
硫铁矿		>100	100~20	<20
建材矿山:				
石灰石矿		>100	100~50	<50
石棉矿		>1.0	1.0~0.1	<0.1
石墨矿		>1.0	1.0~0.3	<0.3
石膏矿		>30	30~10	<10

一般矿山的 服务年限

表 2

矿山规模类型	特 大 型	大 型	中 型	小 型
服务年限(年)	>30	>25	>20	>10

在一般情况下,达到设计规模的年限要超过服务总年限的2/3以上。

4.4 矿山装备水平

1) 确定矿山装备水平的原则

(1) 矿山装备水平要在我国经济发展的总目标下考虑。根据我国经济发展规划,我国经济的技术结构到本世纪末仍将是先进技术、中间技术和传统手工技术等各种技术并存的多元型结构。据此,在本世纪末以前,我国矿山的装备水平应采取多层次同时存在的方针,重点矿山的关键设备要考虑先进,一般设备以适用有效为原则。

(2) 在上述我国经济发展和矿山装备水平的总目标下,各个矿山的装备水平应根据矿山的开采规模、设备的可能来源及经济效益等因素具体研究确定。

当有多种设备可满足设计开采规模的要求时,应当进行各种规格设备的经济效益比较,并根据比较结果选用投资省、生产成本低、能耗少以及社会效益和环境效益好的设备。

当国内设备能满足设计开采规模的要求时,首先应当考虑采用国内生产的设备。

当国内设备不能满足设计开采规模的要求而需从国外引进时,必须讲究经济效益,明确引进的目的是为了增加产量、提高劳动生产率,注意进口的设备必须是适用的、先进的和可靠的,适合我国具体情况的,以及符合我国技术经济政策和能源政策,有利于我国机械制造业的发展的。并且要按照国家有关规定提出计划,编制引进项目建议书和可行性研究,履行审批手续。

(3) 在九十年代投产的新矿山, 设计中要大力提高矿山机械化装备水平, 有条件的地下矿山要发展无轨采矿技术及其配套设备。地下矿山不应是劳动密集型的场所, 要努力提高生产率, 要使矿山生产安全、效率、管理都能相应提高。小型矿山要继续完善和推广国内研制成功的一整套机械化设备。

2) 矿山一般装备水平

根据上述原则和我国矿山设备现有制造水平和发展规划, 一般新建、改建矿山的装备水平参见表 3 和表 4。

一般露天矿山的装备水平

表 3

装备名称	装 备 水 平			
	特 大 型	大 型	中 型	小 型
1. 穿孔设备	1. $\phi 310 \sim 380$ mm 牙轮钻(硬岩) 2. $\phi 250 \sim 310$ mm 牙轮钻(软岩)	1. $\phi 250 \sim 310$ mm 牙轮钻 2. $\phi 150 \sim 200$ mm 潜孔钻	1. $\phi 150 \sim 200$ mm 潜孔钻 2. $\phi 250$ mm 牙轮钻 3. 凿岩台车	1. $\phi 150$ mm 以下潜孔钻 2. 凿岩台车 3. 手持式凿岩机
2. 装载设备	10m ³ 以上挖掘机	4~10m ³ 挖掘机	1~4m ³ 挖掘机 3~5m ³ 前装机	0.5~1m ³ 挖掘机 3m ³ 以下前装机 装岩机
3. 运输设备	1. 汽车运输时: 100t 以上汽车 2. 铁路运输时: 150t 电机车, 100t 矿车 3. 胶带运输时: 1.4~1.8m 胶带	1. 汽车运输时: 50~100t 汽车 2. 铁路运输时: 100~150t 电机车, 60~100t 矿车 3. 胶带运输时: 1.4m 以下胶带机	1. 汽车运输时: 50t 以下汽车 2. 铁路运输时: 14~20t 电机车 4~6m ³ 矿车	1. 汽车运输时: 15t 以下汽车 2. 铁路运输时: 14t 以下电机车 4m ³ 以下矿车
4. 排弃设备	1. 推土机配合汽车 2. 破碎—胶带—排土机 3. 铁路—挖掘机	1. 推土机配合汽车 2. 破碎—胶带—排土机 3. 铁路—挖掘机	1. 推土机配合汽车 2. 铁路—推土机	1. 推土机配合汽车 2. 铁路—推土机
5. 辅助设备	410×0.745kW 履带推土机 300×0.745kW 轮胎推土机 9m ³ 前装机	(320~410)×0.745kW 履带推土机 5m ³ 以上前装机	(120~320)×0.745kW 履带推土机	120×0.745kW 以下履带推土机
6. 粗破碎设备	1. 1500 旋回破碎机 2. 1500×2100 颚式破碎机	1. 1200 旋回破碎机 2. 1200×1500 颚式破碎机	1. 900 旋回破碎机 2. 900×1200 颚式破碎机	1. 700~500 旋回破碎机 2. 600×900 至 400×600 颚式破碎机

4.5 矿山工作制度

1) 露天矿的工作制度

露天矿工作制度应根据矿床的开采方法、规模、装备水平及当地的气候条件等因素具体研究确定。

为了充分发挥设备的能力, 一般特大型和大、中型露天矿采用每周 7 天和每天 3 班, 每班 8 小时工作的连续工作制。小型露天矿或某些中型露天矿一般采用每周 6 天工作的间

一般地下矿山装备水平

表 4

装备名称	装 备 水 平			
	特 大 型	大 型	中 型	小 型
1. 凿岩设备	(1)单、双机采矿台车 (2)2~3机掘进台车 (3) $\phi 165$ 潜孔钻机 (4) $\phi 120$ 以上牙轮钻机 (5) $\phi 1000$ 以上天井钻进机	(1)单、双机采矿台车 (2)2~3机掘进台车 (3) $\phi 165$ 潜孔钻机 (4) $\phi 1000$ 以上天井钻进机	(1)各种凿岩机 (2)单机或双机采矿台车 (3)双机掘进台车 (4) $\phi 100$ 以上潜孔钻机 (5) $\phi 1600$ 天井钻进机	(1)各种凿岩机 (2)单机采矿台车 (3)双机掘进台车 (4) $\phi 100\text{mm}$ 以上潜孔钻机 (5) $\phi 1000\text{mm}$ 天井钻机
2. 装运设备	(1) 4m^3 以上铲运机 (2)振动放矿机 (3) $6\sim 10\text{m}^3$ 矿车 (4) 20t 以上电机车 (5)胶带输送机	(1) 4m^3 以上铲运机 (2)振动放矿机 (3) 50kW 以上、 $0.5\sim 1\text{m}^3$ 电机 (4) $4\sim 6\text{m}^3$ 矿车 (5) 20t 以下电机车 (6)胶带输送机	(1) $2\sim 4\text{m}^3$ 铲运机 (2)振动放矿机 (3)装运机 (4) $15\sim 50\text{kW}$ 、 $0.15\sim 0.5\text{m}^3$ 电机 (5) $2\sim 4\text{m}^3$ 矿车 (6) $7\sim 10\text{t}$ 电机车 (7)胶带输送机	(1)振动放矿机 (2)装运机 (3) $15\sim 300\text{kW}$ 、 $0.15\sim 0.3\text{m}^3$ 电机 (4) $0.55\sim 2\text{m}^3$ 矿车 (5) $3\sim 10\text{t}$ 电机车
3. 辅助设备	(1)装药车 (2)锚杆台车 (3)喷射混凝土车 (4)人车、材料车、维修车等服务车辆	(1) $3\sim 5\text{t}$ 矿用电梯 (2)装药车 (3)吊罐 (4)爬罐 (5)锚杆台车 (6)喷射混凝土车 (7)人车、材料车、维修车等服务车辆	(1) $1\sim 3\text{t}$ 矿用电梯 (2)装药器 (3)吊罐 (4)爬罐 (5)喷射混凝土车 (6)人车、材料车、维修车等服务车辆	(1)装药器 (2)喷射混凝土机 (3)吊罐 (4)人车、材料车、维修车等服务车辆

断工作制，每天工作班数可根据具体情况确定，每班 8 小时工作。

露天矿的年工作天数按下列公式计算：

$$N = n - n_1 - n_2 - n_3$$

式中 N ——设计年工作天数；

n ——年日历天数，365天；

n_1 ——年节假日天数，连续工作制时为 7 天，间断工作制时为 59 天；

n_2 ——设备集中检修天数；

n_3 ——气候影响天数。

设备集中检修时间，当采用连续或间断半连续采剥工艺时，系指破碎机、胶带机和排土机等检修时间，一般为 15 天；采用间断采剥工艺时，剥离工作一般不予考虑，采矿工作应考虑破碎机的检修时间，一般为 15 天。

气候影响主要是指严寒、特别炎热或台风暴雨比较频繁地区因这些气候因素造成不能进行采矿作业的影响，其影响天数要根据各个地区的气候条件通过调查研究来确定。

露天矿主要设备的年工作天数，挖掘机一般按 300~310 天，潜孔钻机和牙轮钻机一般，按 310~320 天。

2) 地下矿的工作制度

地下矿山工作制度可根据具体条件分别采用年工作天数为 330 天的连续工作制或 306 天

的间断工作制。

为了保证设备的检修维护,一般特大型和大、中型地下矿宜采用每周6天、每天3班、每班8小时的间断工作制,年工作天数一般为306天;一些中小型地下矿也可采用每天2班,每班8小时的间断工作制。对于采选联合的地下矿,为配合选矿连续生产,也可采用年工作日数为330天的连续工作制。

当矿尘中有毒或有毒矿物含量较高、矿石中含有放射性物质、采场有大量滴水的矿山,工作面的工人可考虑适当减少每班的工作小时数。

对于水文地质条件复杂、地下涌水量大、矿山压力大和具有内因火灾的地下矿,为提高采矿强度,也可考虑采用连续工作制。

4.6 矿山建设投产标准

矿山建设项目的投产标准要根据各个项目的具体情况研究决定。一般矿山建设项目的投产标准如下:

(1) 投产时采矿贮备矿量达到规定的标准;

(2) 矿山正常生产所必需的各种设施和系统(包括主要采矿设备、露天或地下开拓运输提升工程、矿石加工工程、防排水工程、通风工程、供电供水工程、设备修理设施等)已经建成,并能进行正常的安全生产;环境保护设施及安全与工业卫生设施已按设计要求建成;必要的行政、生产福利设施亦基本建成;

(3) 投产后已经有一定的盈利,即税后利润除了用于贷款偿还额和贷款的利息外,还有一定的企业留利,可以用来发展生产、改善职工福利和发放奖金等的需要。

4.7 矿山基建投产的采矿贮备矿量

1) 采矿贮备矿量的必要性及确定其分级和保有期限的基本原则

一定的贮备矿量是保证矿山投产后持续生产的需要,贮备矿量的分级及保有期限应根据矿山的开采方法、开拓方法、贮备矿量准备工程量的大小和难易程度等条件具体研究确定。

2) 露天矿山基建投产的采矿贮备矿量

露天矿山的基建投产贮备矿量一般分开拓矿量和备采矿量两级。

开拓矿量是指开拓工程已经完成,出矿和废石的运输系统已经形成,并且具备了进行采矿准备工作的最下一个台阶以上的各个台阶矿量的总和。所谓开拓工程已经完成,对山坡露天矿来讲,是指已经完成入车段沟工程;对深凹露天矿来讲,是指已经完成了入车斜沟工程。

备采矿量是开拓矿量的一部分,是指在台阶上矿体的上面和侧面已经被揭露出来的最小工作平台宽度以外能立即进行采矿工作的各台阶矿量的总和。

露天矿山基建投产的贮备矿量保有时间要以保证矿山投产后能持续生产为原则,结合各个矿山的具体情况来研究确定。

一般露天矿山基建投产的贮备矿量保有时间如下:

开拓矿量——1~2年;

备采矿量——1~3个月。

貯备矿量准备工程难度较大,工程量较多的(如深凹和铁路开拓的露天矿)取大值,反之(如山坡和公路开拓的露天矿)取小值。

在考虑露天矿山基建投产的贮备矿量时,应同时考虑采掘设备所必需的空间位置。

3) 地下矿山基建投产的采矿贮备矿量

地下矿山的基建投产储备矿量一般分开拓矿量、采准矿量和备采矿量三级。开拓矿量为设计开采区内可采矿量的一部分,凡按设计所规定的开拓系统的井巷工程均已开凿完毕,已形成完整的开拓、通风、运输、防排水、充填等系统,并据此可以开掘采准巷道者,则在此开拓巷道水平以上所控制的矿量,称为开拓矿量。

为保护井巷、河床、运输线路和地面建筑物所保留的保安矿柱矿量,不能列为开拓矿量。

采准矿量为开拓矿量的一部分,凡在已开拓矿体的范围内按设计规定的采矿方法及生产能力所需的采场数的采准巷道均已开掘完毕,采矿场(矿块)的外形已经形成,则此准备好的采场(矿块)范围内的矿量,即为采准矿量。

顶柱、底柱和中间矿柱内的矿量,只有在完成了矿柱采矿方法所规定的全部采准巷道工程后才能列为采准矿量。

备采矿量为采准矿量的一部分,凡在已做好采矿准备的采矿场(矿块)内,完成了切割巷道、切割层、漏斗、深孔凿岩硐室等工程,可立即进行采矿的,则此采矿场(矿块)内的矿量即为备采矿量。

顶柱、底柱和中间矿柱内的矿量,只有在完成了矿柱的回采方法所规定的全部切割巷道工程和管线与放矿设备均安装完毕后,能立即进行回采的,才可列为备采矿量。

地下矿山的基建投产的贮备矿量保有时间,要以保证矿山投产后能持续生产为原则,根据有关主管部门在这方面的规定,结合各个矿山的具体情况来研究确定。

一般地下矿山基建投产的贮备矿量保有时间如下:

开拓矿量——3~5年

采准矿量——6~12个月

备采矿量——3~6个月

矿石及围岩松软,直接顶板易燃,矿坑水为酸性,维护困难,急需放顶及矿山装备水平高、采矿方法生产能力大的矿山,贮备矿量的保有期限一般取小值。

矿岩稳固性好,矿山技术装备水平低,采矿方法生产能力低和矿石需分采及配矿的矿山,贮备矿量的保有期限一般取大值。

一般情况的矿山,贮备矿量的保有期限取中间值。

多品种矿山须分品种、品级开采时,其采准和备采储量应按品种、品级完成保有期限。

在考虑地下矿基建投产的贮备矿量时,应同时考虑必要的备用矿块。

4.8 采矿基建工程量

采矿基建工程量要根据各个矿山的不同情况具体研究确定。

露天矿山的采矿基建工程量一般包括基建投产时所必需的开拓运输工程,剥离工程和防排水工程,如入车沟工程,平硐溜井工程,卷扬机道工程,和开拓系统相联系的破碎场地准备工程,运输线路工程,保证规定的基建投产贮备矿量所必需的剥离工程,防排水工

程的沟渠及构筑物等。为了尽量减少露天采矿基建工程量，以缩短矿山建成投产的时间，设计时需注意选择揭露的矿石量最多、剥离量最少的最佳部位进行基建剥离。

地下矿山的采矿基建工程量一般包括基建投产时所必需的各级贮备矿量需要完成的井巷工程，以及为形成通风、排水、开拓、运输系统所必需的井巷工程。

基建投产后至达产时间所需要的开拓运输工程，剥离工程和通风防排水工程，一般只列出项目及工程量，不列入采矿基建工程量，其所需费用一般由企业专项基金（如企业留利中生产发展基金和矿山维简费）解决。必要时，由企业单独立项，报请列入基建项目。

改建、扩建矿山工程一般不再从基建中给采矿基建工程量。

5 设计内容和深度要满足有关规定的要求

各阶段的设计内容和深度要符合要求，这是保证工程建设的需要，也是衡量设计质量好坏的一个重要方面。现各主管部门和设计单位已都制订或正在制订各阶段设计内容和深度的一般规定或原则规定，设计委托单位也可能在设计合同中提出这方面的要求，设计时要按照这些有关规定和合同规定保证设计的内容和深度符合要求。

在一般情况下，初步设计的内容和深度应满足下列要求：

（1）对于主要的设计方案要进行多方案比较，并择优推荐设计方案，以备上级机关或委托单位的审批；

（2）要为主要设备和主要材料的订货及土地征用提供依据；

（3）要为编制设计概算、控制基建投资提供依据，包括投资包干，招标承包等；

（4）据此指导和编制施工图设计；

（5）据此进行施工准备和为人员培训及生产提供文字依据。

施工图的内容和深度，一般应满足下列要求：

（1）据此进行施工；

（2）为编制施工组织设计和施工图预算提供依据；

（3）一般设备的订货及备料和非标准设备的制作；

（4）为竣工投产验收提供依据。

第 一 篇

露 天 开 采

第一章 露天开采境界设计

责任编辑单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

参加编写单位 马鞍山钢铁设计研究院

编写人 罗绍裘 黄瑞南 周传银

1.1 露天开采境界设计的主要原则

露天开采境界设计的主要原则如下：

(1) 圈定的露天开采境界要保证露天采场内采出的矿石有盈利，即采用的境界剥采比不大于经济合理剥采比；

(2) 要充分利用资源，尽可能把较多的矿石圈定在露天开采境界内，发挥露天开采的优越性；

(3) 所圈定的露天采矿场的帮坡应等于露天边坡稳定所允许的角度，以保证露天采矿场的安全生产；

(4) 用经济合理剥采比圈定的露天开采范围很大，服务年限太长时，应按矿山一般服务年限确定初期露天开采的深度；

(5) 下列情况，可适当扩大露天开采境界：

按境界剥采比不大于经济合理剥采比圈定露天开采境界后，境界外余下的工业矿量不多，经济上不宜再用地下开采；

矿石和围岩稳固性差，水文地质条件复杂，水量大，矿石和围岩有自燃危险等，在安全上和技术上不适于用地下开采；

(6) 下列情况，可适当缩小露天开采境界：

开采境界边缘附近有重要建筑物、构筑物、河流和铁路干线等需要保护，或难于迁移至露天采场影响范围以外；

排弃场占用大量农田，征地困难；

由于地形条件（如采场最终边帮上有较高的山头），造成基建剥离量大和初期生产剥采比大；

为了避开严重影响边坡稳定的不稳定岩层；

(7) 当矿体极不规则，沿倾向厚度变化大，矿体上部覆盖层较厚或地形复杂（如境界内有孤立山头）时，用境界剥采比不大于经济合理剥采比初步确定境界后，再用平均剥采比进行校核；

(8) 如果基建剥离量大，初期生产剥采比大，则需进行综合技术经济比较，以确定用露天或地下开采；

(9) 对于特厚的剥采比很小的矿床，有时要根据勘探程度及服务年限确定露天开采境界，而不应按境界剥采比确定开采境界。如硅石、白云石、石灰石及特厚巨大的铁矿

床,主要是根据服务年限和勘探程度确定合理的开采深度。

1.2 经济合理剥采比

1.2.1 经济合理剥采比计算方法

1.2.1.1 产品成本比较法

1. 原矿成本比较法

以露天开采和地下开采原矿单位成本相等为计算基础,即:

$$N_j = \frac{c - a}{b} \quad (1-1-1)$$

式中 N_j ——经济合理剥采比, t/t;

c ——地下开采每吨矿石成本, 元;

a ——露天开采每吨矿石采矿费用 (不包括剥离费), 元;

b ——露天开采每吨剥离费用, 元。

2. 精矿成本比较法

以露天开采和地下开采一吨精矿的成本相等为计算基础, 即:

$$N_j = \frac{c_d - a_i}{bT_i} \quad (1-1-2)$$

$$c_d = (C + f_d)T_d$$

$$T_d = \frac{\beta_j}{[a(1 - \rho_d) + \rho_d a_d]e_d}$$

$$a_i = (a + f_i)T_i$$

$$T_i = \frac{\beta_i}{[a(1 - \rho_i) + \rho_i a_i]e_i}$$

式中 c_d ——地下开采一吨精矿的成本, 元;

a_i ——露天开采一吨精矿的成本 (不包括剥离费用), 元;

T_i, T_d ——分别为露天开采和地下开采一吨精矿需要的原矿量, t/t;

f_i, f_d ——分别为露天开采和地下开采一吨原矿的选矿加工费用, 元;

β_i, β_d ——分别为露天开采和地下开采的精矿品位, %;

α ——地质品位, %;

a_i, a_d ——分别为露天开采和地下开采混入的废石品位, %;

ρ_i, ρ_d ——分别为露天开采和地下开采的废石混入率, %;

e_i, e_d ——分别为露天和地下采出矿石的选矿回收率, %;

其他符号同前。

1.2.1.2 盈利比较法

以露天开采和地下开采相同工业储量获得的总盈利相等为计算基础。

1. 按原矿产品计算

$$N_j = \frac{n'_i(B_i - a) - n'_d(B_d - c)}{b} \quad (1-1-3)$$

$$n'_i = \frac{n_i}{1 - \rho_i}$$

$$n'_d = \frac{n_d}{1 - \rho_d}$$

式中 B_i, B_d ——分别为露天开采和地下开采每吨原矿的销售价格，元；

n'_i, n'_d ——分别为露天开采和地下开采的视在回采率，%；

n_i, n_d ——分别为露天开采和地下开采的实际回采率，%；

其他符号同前。

2. 按精矿产品计算

$$N_j = \frac{A_i - A_d}{b} \quad (1-1-4)$$

$$A_i = \frac{\alpha'_i \varepsilon_i}{\beta_i} P_i - n'_i(a + f_i)$$

$$A_d = \frac{\alpha'_d \varepsilon_d}{\beta_d} P_d - n'_d(c + f_d)$$

式中 A_i, A_d ——分别为露天开采和地下开采每吨工业储量加工成精矿获得的盈利，元；

α'_i, α'_d ——分别为露天开采和地下开采的采出矿石品位，%；

P_i, P_d ——分别为露天开采和地下开采的每吨精矿价格，元；

其它符号同前。

用盈利法确定多金属矿床的经济合理剥采比时，应按 (1-1-3) 式或 (1-1-4) 式分别计算出各金属品种用露天和地下开采的单位盈利后累加求得。

1.2.1.3 国外关于经济合理剥采比的一般计算方法

1. 美国的计算方法●

$$E_{sr} = \frac{PA_s R_s - a - C - N_s}{b} \quad (1-1-5)$$

式中 E_{sr} ——经济合理剥采比，t/t；

P ——矿石中每1%品位价格，元；

A_s ——矿石平均品位，%；

R_s ——回收率（包括采矿回采率和选矿回收率），%；

N_s ——矿石中每1%品位盈利，元；

b ——每吨废石的剥离和运输费，元；

C ——其他未摊入 a, b 的费用，元。

2. 苏联的计算方法●

● 摘自美国凯萨工程公司编制的《司家营铁矿初步和总体设计报告》。

● 摘自苏联《露天铁矿设计》鞍钢矿山设计院译。

$$n_0 = \frac{\frac{\gamma_0}{\gamma_n} 3_n - 3_0}{3_B} \quad (1-1-6)$$

式中 n_0 ——极限剥采比（即经济合理剥采比）；

γ_0, γ_n ——分别为露天和地下开采的选矿实收率，%；

$3_0, 3_n$ ——分别为露天和地下开采的采矿、选矿单位换算费用，卢布/ m^3 ；

$$3_0 = C_0 + EK_0 - C_{\Phi,0} + EK_{\Phi,0}$$

$$3_n = C_n + EK_n + C_{\Phi,n} + EK_{\Phi,n}$$

C_0, C_n ——分别为露天和地下开采的矿石成本（露天不包括基建剥离和生产剥离费用），卢布/ m^3 ；

E ——投资效果标准系数；

K_0, K_n ——分别为露天和地下开采的矿山单位基建投资，卢布/ m^3 ；

$K_{\Phi,0}, K_{\Phi,n}$ ——分别为露天和地下开采的选矿厂单位基建投资，卢布/ m^3 ；

$C_{\Phi,0}, C_{\Phi,n}$ ——分别为露天和地下开采的选矿成本，卢布/ m^3 ；

3_B ——露天开采剥离岩石单位换算费用，卢布/ m^3 ；

$$3_B = C_B + BK_B$$

C_B ——剥离成本，卢布/ m^3 ；

K_B ——用于剥离的单位基建投资，卢布/ m^3 。

1.2.2 各种经济剥采比计算方法的适用条件

1.2.2.1 成本比较法

1. 原矿成本法

原矿成本法没有考虑露天和地下开采在矿石损失和贫化方面的差别，采出矿石的数量和质量不同对企业经济效益的影响，也没有涉及到矿石的价值，因而只有在两种开采方法的矿石损失率和贫化率相差不大，且地下开采成本低于产品售价时才采用。

2. 精矿成本法

精矿成本比较法虽然考虑了两种开采方法的采出矿石品位和选矿指标，但未考虑矿石损失的因素，因此只有在两种开采方法的矿石贫化率相差较大，损失率接近，以及地下开采的矿石加工为最终产品的成本低于售价时采用。

1.2.2.2 盈利比较法

盈利比较法综合考虑了露天和地下两种开采方法在采出矿石的数量和质量，选矿指标等技术经济因素方面的差别。当露天和地下开采的矿石损失和贫化率相差较大，且两种开采方法采出的矿石加工成最终产品的成本均低于售价时采用这种方法。

1.2.3 经济合理剥采比参考资料

我国部分露天矿设计的剥采比值见表1-1-1。

部分露天矿设计的剥采比值

表 1-1-1

矿山名称	开拓运输方式	主要采剥设备	经济合理 剥采比 (m^3/m^3)	平均 剥采比 (m^3/m^3)	生产 剥采比 (t/t)
朱家包包铁矿	准轨铁路	4 m^3 挖掘机	8.0	3.66	2.7~3.8
兰家火山铁矿	汽车-溜井	4 m^3 挖掘机	8.0	1.74	
海南铁矿	上部铁路, 下部公路	3~4 m^3 挖掘机	7~8	2.55	3.8
大宝山矿	公 路	4 m^3 挖掘机	8.0	3.18	1.98
大冶东露天采场	准轨铁路, 下部公路	3~4 m^3 挖掘机	14.2	6.01	
水厂铁矿	公 路	16.8 m^3 挖掘机	10.0	3.23	3.0
凤凰山铁矿	汽车-溜井	1 m^3 挖掘机	8.0	3.28	3.34
大石河铁矿	准轨铁路	3~4 m^3 挖掘机	6.0	2.66	3.2
白云鄂博铁矿					
主矿	准轨铁路	3~8 m^3 挖掘机	10.0	2.92	1.56
东矿	准轨铁路	3~8 m^3 挖掘机	10.0	2.95	2.84
南芬铁矿	汽车-溜井	4~7.6 m^3 挖掘机	4.8	2.4	2.3
大孤山铁矿	准轨铁路	4~7.6 m^3 挖掘机		2.96	4.75
眼前山铁矿	准轨铁路	4 m^3 挖掘机		2.0	2.71
白银厂铜矿 1°	公 路	3~4 m^3 挖掘机	8	5.67	3.54
2°	公 路	3~4 m^3 挖掘机	15	11.36	10.05
金川镍矿	上部铁路, 下部公路	3~4 m^3 挖掘机	6.2~7	4.6	5.5
德兴铜矿	汽车-溜井	4 m^3 挖掘机	7.0	2.2	2.0~3.0
昆阳磷矿	公 路	4 m^3 挖掘机	8.0	4.42	6.17
云浮硫铁矿	公 路	4 m^3 挖掘机	8.0	2.59	2.4

1.3 露天采场最终边帮构成要素

1.3.1 影响采场最终边帮稳定的因素

露天矿最终边帮由阶段高度、阶段坡面角和清扫平台、安全平台、运输平台等要素组成。影响最终边帮稳定的主要因素有:

- (1) 岩石的物理力学性质, 包括岩石硬度、凝聚力和内摩擦角等;
- (2) 地质构造: 包括由破碎带、断层、节理裂隙和层理面构成的弱面, 不稳的软岩夹层, 以及遇水膨胀的软岩等;
- (3) 水文地质条件: 地下水的静压力和动压力; 地下水活动对岩层稳定性的影响;
- (4) 强裂地震区地震的影响;
- (5) 开采技术条件和边帮存在的时间。

为了保证采场最终边帮的稳定, 边帮的形成一般可采取以下技术措施:

- (1) 靠近最终边帮的1~2排炮孔采用斜孔、光面爆破、加密孔距等控制爆破。如大冶铁矿采用孔距为3m的孔网爆破(正常爆破孔距为4~5m, 孔径170mm)。
- (2) 减少炮孔装药量, 采用微差爆破, 减少爆破对边帮的震动。
- (3) 水文地质复杂的矿山, 进行专门的疏干工作。

我国部分露天矿最终边坡组成资料

表 1-1-2

矿山名称	围岩种类		硬度系数 f		最终阶段坡面角		平台宽度 (m)		最终帮坡角		阶段高度 (m)	运输方式
	上盘	下盘	上盘	下盘	上盘	下盘	安全	清扫	上盘	下盘		
大冶铁矿	闪长岩	大理岩	10~12	6~8	60°~65°	60°~65°	7~7.5	7~7.5	48°~52°30'	42°~45°	12	准轨电机车
南芬铁矿	石英片岩、混合岩	角闪岩	8~12	8~12	65°	35°~43°	5	13	46°	38°	12	汽车-溜井
大孤山铁矿	石英片岩、千枚岩	混合岩	6~10	10~12	65°	65°	12.5	7.5~12.5	32°	32°	12	准轨电机车
大石河铁矿	斜长片麻岩	片麻岩、花岗岩	8~10	8~10	65°	65°	4	7	48°30'	30°~50°	12	准轨电机车
水厂铁矿	片麻岩	片麻岩	8~10	8~10	60°	60°	3~10.5	10.5~14	40°~45°	40°~45°	15	汽车
白银厂铜矿 ¹	凝灰岩	凝灰岩	5~7	5~7	54°~65°	47°~59°	井段12	井段5~8	32°~42°	45°~47°	12	汽车
金川铁矿	大理岩、橄榄岩	片麻岩、角闪岩	6~8	6~8	45°	55°			41°~44°	50°	12	上部机车、下部汽车
德兴铜矿	闪长斑岩、变质千枚岩	闪长斑岩、变质千枚岩	6~8	6~8	60°	60°			40°~42°	40°~42°	12	汽车-溜井
弓长岭独木采场	角闪岩、混合岩	角闪岩、混合岩	8~12	8~12	65°	55°	5	7	42°	30°~38°	12	汽车
石人沟铁矿	角闪片麻岩	角闪片麻岩	6~10	6~10	65°	65°	6~8	12~15	43°~45°	43°~45°	10	汽车
云浮磁铁矿	砂岩、千枚岩	砂岩、千枚岩			65°	65°	3	8	37°~47°	34°~42°	12	汽车
甘井子石灰石矿	石灰岩	石灰岩	6~8	6~8	70°	40°	7	9	40°	50°		架轨机车
昆阳磷矿	砂岩	灰岩	3~7	3~7	60°	60°	7.1	7.5	45°	45°	矿5, 岩10	汽车
海南铁矿	砂化透辉岩、角闪灰岩	硅化透辉岩、角闪灰岩	8~10	8~10	45°~65°	45°~65°	5~6	8~12	32°~42°	32°~42°	11~12	上部机车、下部汽车
大宝山矿	石灰岩、流纹斑岩	石灰岩、流纹斑岩	8~14、11~15	8~14、11~15	55°~60°	55°~60°	4~8	10.5~12	40°~43°	40°~43°	12	汽车
黑丘铁矿	石灰岩	泥质灰岩	5~6	3	57°	64°	4	6	47°30'	41°43'		

1.3.2 最终帮坡角

露天采场最终帮坡角是采场最下一阶段的坡底线和最上一个阶段的坡顶线构成的假想平面与水平面的夹角(见图1-1-1)。

最终帮坡角应根据边帮的岩石性质、地质构造和人文地质条件,并考虑安全稳定因素及布置运输系统的要求来确定。为了减少剥离量,在保证生产需要和安全的条件下,最终边帮角应尽可能大些。

在编制设计任务书或可行性研究时,最终帮坡角可参照类似矿山的实际资料或设计部门的资料选取。

编制初步设计时,中、小型矿山及边坡地质条件简单的矿山,可根据初步的矿山矿岩物理力学性能指标计算出最终帮坡角,或者参照类似矿山实际资料选取最终帮坡角。大型矿山及边坡地质条件复杂的矿山,在进行初步设计之前,应委托有关部门进行系统的边坡稳定性研究工作,并以该部门边坡稳定性研究报告及

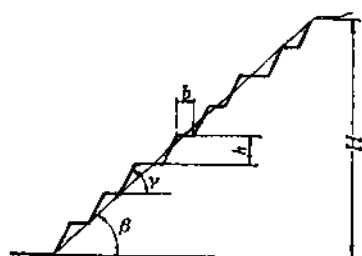


图 1-1-1 最终边帮构成要素图

H—采场高度; h—阶段高度; β—采场边帮角; γ—阶段坡面角; b—安全平台

国外部分露天矿帮坡角资料

表 1-1-3

矿 山 名 称	围 岩 种 类	开 采 深 度 (m)	帮 坡 角
鹿山铁矿东采场(美)	石英岩, 石英二长岩	370	35°~45°
碧玛铜矿(美)	二长岩, 花岗岩	426.7	40°
莫伦西铜矿(美)	花岗岩, 石灰岩, 石英岩, 页岩	670	52°26'
密斯兴铜矿(美)	花岗岩, 表土	230	±37°, 岩45°
双峰铜矿(美)	石灰岩, 硅化灰岩, 石英二长岩	550	北帮45° 南帮37°
西雅里塔铜矿(美)	石英闪长岩, 石英二长岩	563	45°
巴格达德铜矿(美)	玄武岩	335	45°
萨卡顿铜矿(美)	花岗岩, 二长岩	305	45°~38°40'
平托谷铜矿(美)	石英长石斑岩	442	42°
犹他铜矿(美)	石英斑岩	715	硬岩 40° 软岩30°~35°
叶灵顿铜矿(美)	斑岩, 花岗岩	100	45°
恩科达铜矿(加)	石英二长岩	213.4~304.8	45°
洛索克斯铜矿(加)	石英闪长岩	426.7	45°~20°
阿夫顿铜矿(加)	闪长岩, 二长岩	274.3	35°~45°
艾兰德铜矿(加)	火成岩, 安山岩	365.7	45°
乌拉尔铜矿(苏)	玢岩, 辉绿岩, 闪长岩	100~120	30°~40°
南方采选公司铁矿(苏)	片岩 f=8~11	300	38°~42°
共产国际矿(苏)	角岩 f=10~14	125	47°
纽曼山铁矿(澳)	砂岩, 页岩	500	35°~45°
卡滋沃西铁矿(澳)	角砾岩	110~220	48°
摩根山铜矿(澳)	石英斑岩	已采 250	52°
积基卡铜矿(智)	闪长岩, 花岗岩	331	48°
科利维尔铜矿(南)	安山岩	420~430	36°~40°

推荐的帮坡角值作为设计的依据。如果边帮研究报告在初步设计完成之后提出,设计部门应在施工图设计中对边帮设计进行校核及修正。

我国部分露天矿最终帮坡角构成要素见表1-1-2。

国外部分露天矿帮坡角资料见表1-1-3,表1-1-4,表1-1-5和表1-1-6。

苏联矿山设计院帮坡角资料

表 1-1-4

岩石硬度 系数 f	采场深度 (m)			
	90m 以内	180m 以内	240m 以内	300m 以内
15~20	60°~68°	57°~65°	53°~60°	48°~54°
8~14	50°~60°	48°~57°	45°~53°	42°~48°
3~7	40°~53°	41°~48°	39°~45°	36°~43°
1~2	30°~43°	28°~41°	26°~39°	24°~36°
0.6~0.8	21°~30°	20°~28°	—	—

按稳定条件计算的露天采场非工作帮坡角数值

表 1-1-5

(全苏矿业研究所资料)

岩 种	岩 体 特 征	非工作帮坡角
硬岩, 抗压强度 $R_K > 8 \times 10^4 \text{ Pa}$	1. 裂隙不发育的硬岩、弱面显露不明显 2. 裂隙不发育的硬岩、弱面呈急倾斜状 (大于60°) 或呈缓倾斜状 (小于15°) 3. 裂隙不发育的和中等发育的硬岩, 弱面倾角 (向采空区) 为35°~55° 4. 裂隙不发育的和中等发育的硬岩, 弱面倾角 (向采空区) 为20°~30°	55° 40°~45° 30°~45° 20°~30°*
不坚固的硬岩, 中硬岩和致密, 抗压强度 $R_K = 8 \times 10^4 \sim 8 \times 10^5 \text{ Pa}$	1. 边帮的岩石相对稳定, 弱面显露不明显 2. 边帮的岩石相对稳定, 弱面倾角 (向采空区) 为35°~55° 3. 边帮的岩石严重风化 4. 一组岩石、弱面倾角 (向采空区) 为20°~30°	40°~45° 30°~40°* 30°~35° 20°~30°*
软岩和松散的土岩, 抗压强度 $R_K < 8 \times 10^4 \text{ Pa}$	1. 延展性粘土, 无旧滑落面, 岩层与弱面的接触带不明显 2. 延展性粘土和其他粘质土岩、弱面位于边帮的中部或下部	

注: * 弱面倾角越大, 帮坡角越陡。

1.3.3 阶段高度和阶段坡面角

(1) 阶段高度主要取决于矿岩性质和装载设备规格。

对不需穿爆松散的软岩, 阶段高度一般不超过挖掘机最大挖掘高度。

对需穿爆松散的硬岩, 阶段高度不超过挖掘机最大挖掘高度的1.25倍。

我国设计和生产的露天矿, 小型矿山的阶段高度一般为8~10m, 大、中型矿山一般为10~12m。大型露天矿选用斗容8m³以上挖掘机时, 阶段高度可采用12~15m。

如果组成最终边帮的岩层稳定性较好, 允许有较陡的帮坡角时, 可考虑把2~3个阶段合并为一个高阶段。

(2) 阶段坡面角与岩石的性质、岩层倾角和倾向、节理、层理和断层、阶段高度以

按边坡稳固性进行的岩石分类和露天采场帮坡角概略值

表 1-1-6

岩石类别	本类岩石的一般特征	确定边坡稳固性的基本要素和岩石稳定性指标	地质条件	帮坡角
I	坚硬(基岩)岩石,火山岩和变质岩,石英砂岩,石灰岩和硅质砾岩 样品强度: $\sigma_R > 7848 \times 10^4 \text{ Pa}$	弱面(断层破坏层理、长度很大的构造节理、等等)的方向很不利	具有弱裂隙的硬岩,没有方向不利的弱面,弱面对开挖面的倾角是急倾斜($>60^\circ$)或缓倾斜($<15^\circ$)的	小于 55°
			地质条件同上,但岩石具有裂隙具有弱裂隙或节理的硬岩,弱面对开挖面的倾角为 $35^\circ \sim 55^\circ$	$40^\circ \sim 45^\circ$ $30^\circ \sim 45^\circ$
			具有弱裂隙的硬岩,弱面对开挖面的倾角为 $20^\circ \sim 30^\circ$	$20^\circ \sim 30^\circ$
II	中硬石,风化程度不同的火山岩与变质岩,粘土质、砂质-粘土质页岩、粘土质砂岩、泥板岩、粉砂岩、泥灰岩等 样品强度: $\sigma_R = 785 \sim 7848 \times 10^4 \text{ Pa}$	样品岩石的强度、弱面的方向不利,岩石的风化趋势	斜坡的岩石相对稳固,没有方向不利的弱面,或有对开挖面呈急倾斜($>60^\circ$)或缓倾斜($<15^\circ$)的弱面	小于 40°
			同上,有对开挖面呈 $35^\circ \sim 55^\circ$ 角的弱面	$30^\circ \sim 40^\circ$
			边坡的岩石强烈风化(泥质岩、粘土质砂岩、粘土质页岩、等等)以及容易碎散和剥落的岩石 弱面对开挖面呈 $20^\circ \sim 30^\circ$ 倾角的所有岩类	$20^\circ \sim 30^\circ$
III	软岩(粘土质与砂质-粘土质岩石) 样品强度: $\sigma_R \leq 785 \times 10^4 \text{ Pa}$	对于粘结性(粘土质)岩石为: 样品强度,弱面(软弱夹层、层间接触面)取向不利。对于非粘结性岩石为:力学特性动水压力、渗透速度	没有塑性粘土,古老滑面,层间的软弱接触面和其他弱面 在边坡的中部或下部有弱面	$20^\circ \sim 30^\circ$ $15^\circ \sim 20^\circ$

及穿爆方法等因素有关。

一般阶段坡面角参见表1-1-7。

阶段坡面角参考资料

表 1-1-7

岩石硬度系数 f	15~20	8~14	3~7	1~2
阶段坡面角	$75^\circ \sim 85^\circ$	$70^\circ \sim 75^\circ$	$60^\circ \sim 65^\circ$	$45^\circ \sim 60^\circ$

1.3.4 最终平台宽度

露天采场最终平台分安全平台、清扫平台和运输平台。

安全平台和清扫平台的宽度与已定的采场最终帮坡角有一定的几何关系,一般可用计算确定。即先计算平台的平均宽度,然后按平台组成分别确定安全平台和清扫平台宽度。

$$a = (L - nb) / (n - 1)$$

(1-1-7)

式中 a ——安全平台和清扫平台平均宽度, m;
 L ——最终边坡水平宽度, m;
 n ——阶段数;
 b ——阶段坡面水平宽度, m。

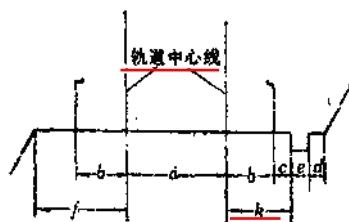


图 1-1-2 铁路运输平台尺寸图

双线铁路运输平台宽度:

$$B = f + a + b + c + e + d \quad (1-1-8)$$

单线铁路运输平台宽度:

$$B = f + k + e + d \quad (1-1-9)$$

式中 a ——两线路间中心距离: 准轨电气化铁路为4.3m, 900mm轨距为4.0m, 762mm轨距为3.5m, 600mm轨距为2.5m;

f ——线路中心线距平台边缘宽度: 准轨3.5~4m, 窄轨2.0~2.5m;

b ——摩电线杆至线路中心的距离: 准轨取2.44m, 窄轨2~2.5m;

c ——摩电线杆至排水沟边缘距离, 取0.6~0.7m;

e ——水沟宽度, 采用矩形断面时, 一般取0.5m;

d ——坡脚平台, 一般取0.5m;

k ——单轨线路中心线至水沟边缘距离: 准轨取2.35m, 窄轨2~2.5m。

一般设计采用的铁路运输平台宽度见表1-1-8、表1-1-9。

准轨铁路运输平台最小宽度(m)

表 1-1-8

线路平面情况	单 线	双 线	三 线
区间直线	7.5	12.5	17.5
区间曲线	8.0	12.0	18.0

一般汽车运输平台宽度见表1-1-10。

美国一些用汽车运输的矿山公路最小宽度见表1-1-11。

1.4 圈定露天开采境界的一般方法

1.4.1 确定露天开采深度及底平面

1.4.1.1 确定长露天采场的深度和底平面

1. 在地质横剖面图上计算境界剥采比

窄轨铁路运输平台最小宽度(m)

表 1-1-9

机车类型	平台最大宽度 (m)	单 线			双 线		
		600 mm 轨距	762 mm 轨距	900 mm 轨距	600 mm 轨距	762 mm 轨距	900 mm 轨距
电 机 车	2.4~2.8	—	6.0	6.1	—	10.5	10.5
	1.9~2.3	—	5.7	5.8	—	9.5	9.5
	1.4~1.8	5.3	5.5	5.6	8.5	8.5	8.5
	<1.3	5.1	—	—	7.5	—	—
蒸汽机车	2.4~2.8	—	—	—	—	9.0	9.2
	1.9~2.3	1.2	5.5	5.7	—	8.5	8.7
	1.4~1.8	—	—	—	7.7	8.0	8.2
	<1.3	—	—	—	7.2	—	—

注：摘自《冶金矿山设计参考资料》

汽车运输平台最小宽度

表 1-1-10

车宽分类	—	二	三	四	五	六
车身计算宽度 (m)	2.5	3.0	3.5	5.0	6.0	7.0
载重量 (t)	7	20	32	68	100	154
运输平台宽度 (m)	单 线	8	9	10	12	15
	双 线	11.5	13	14.5	17.5	22.5

美国一些用汽车的矿山公路最小宽度

表 1-1-11

汽车载重量 (t)	汽车宽度 (m)	4 × 车宽 (m)	公路宽度 (m)
31	3.7	14.8	15.0
77	5.4	21.6	23.0
108	5.9	23.6	25.0
154	6.4	25.6	30.0

在每个地质横剖面图上，根据境界剥采比等于经济合理剥采比的原则初步确定露天开采深度。

矿石品位变化不大的矿床，其经济合理剥采比可采用全矿床的平均品位计算，各地质剖面的经济合理剥采比控制在同一数值内即可。矿石品位变化较大的矿床，则按各剖面不同的矿石品位分别计算各剖面的经济合理剥采比。

在用各地质横剖面图计算境界剥采比时，对与矿体走向不成正交的横剖面，需将设计的最终帮坡角换算成相应的伪倾角，以换算的伪倾角进行计算。

非正交横剖面的采场边帮伪倾角按下式计算：

$$\operatorname{tg} \beta' = \cos \phi \operatorname{tg} \beta \quad (1-1-10)$$

式中 β' ——非正交横剖面的边帮伪倾角(°)；

ϕ ——非正交横剖面与正交横剖面在平面上的夹角(°)；

β ——设计的露天采场的帮坡角($^{\circ}$)。

1) 倾斜、急倾斜矿床的境界剥采比计算

走向长度大的倾斜、急倾斜矿体，一般在地质横剖面上，用线比法计算境界剥采比。

(1) 单一矿体的境界剥采比(N_K)计算

如图 1-1-3 所示，在地质横剖面图上，确定开采深度从 H 下降到 $H+h$ (取 h 等于阶段高度或其整数倍)。通过 H 和 $H+h$ 分别作水平线交矿体于 EF 和 BC ，连接 EB 。

按照确定的露天采场底宽和顶、底盘帮坡角，确定底宽 BC ，并作两帮的帮坡线 AB 、 CD ，交地形于 A 、 D 点。

通过 A 、 D 、 E 、 F 点，作平行于 EB 的线段 AA' 、 DD' 、 FF' 。

$$N_K = \frac{A'B + F'D'}{BC + CF'} \quad (1-1-11)$$

(2) 主矿体有夹层和顶、底盘有小矿体时的境界剥采比计算

作图方法与单一矿体相同，境界剥采比计算式为：

$$N_K = \frac{A'G' + IB + KQ + F'H' + J'Q'}{BK + IC + CF' + G'I' + J'H'} \quad (1-1-12)$$

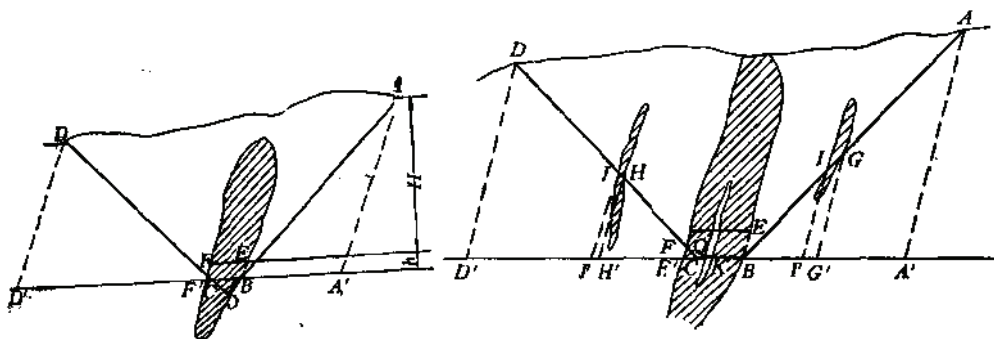


图 1-1-3 线比法求 N_K

图 1-1-4 主矿体有夹层和顶、底盘有小矿体的线比法求 N_K

(3) 两个较大的矿体的境界剥采比计算

两个相距较远的大矿体 I 矿体和 II 矿体，用同一采场开采时，先以其中较厚大和埋藏较深的 I 矿体为主，厚度较小的 II 矿体为辅，用上述方法初步确定露天开采境界 $ABCD$ ，然后以同样的方法确定 II 矿体剩余部分的开采境界，并计算其境界剥采比。全矿床最终开采境界为 $ABCGH'IK$ (图 1-1-5)。

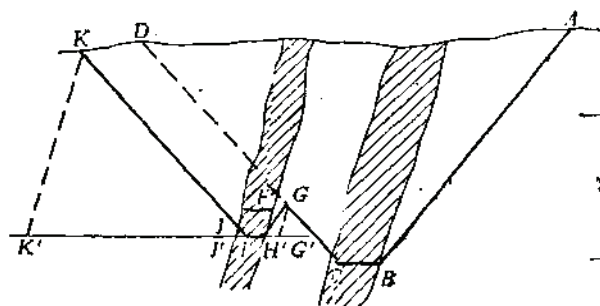
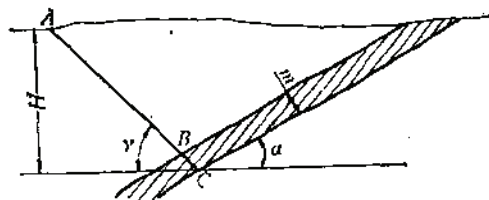
II 矿体剩余部分矿体的境界剥采比 N'_K 为：

$$N'_K = \frac{G'H' + J'K'}{H'I + I'J'} \quad (1-1-13)$$

2) 缓倾斜或近似水平矿体的境界剥采比计算

如图 1-1-6 所示：

$$N_K = \frac{AB}{BC} = \frac{H \sin(\alpha + \gamma)}{m \sin \gamma} \quad (1-1-14)$$

图 1-1-5 两个大矿体的线比法求 N'_K 图 1-1-6 缓倾斜矿体 N_K 计算图

2. 端帮境界剥采比计算

用地质横剖面图计算的境界剥采比，没有考虑到端帮矿岩量。而这部分矿岩量对露天开采的经济指标是有影响的。设计开采境界时，应考虑端帮剥采比。

端帮境界剥采比不可简单地用垂直径向剖面图计算，需用径向平面投影图才能正确确定。如图 1-1-7 为一形状简单的端帮境界平面图，当在垂直径向剖面图上计算得境界剥采比为 2:1 时，在径向平面投影图上计算为 8:1。因此，用垂直径向剖面图确定境界剥采比后，必须用图 1-1-7 中纵座标的径向平面剥采比值进行修正。要求径向平面剥采比等于 N_K 。

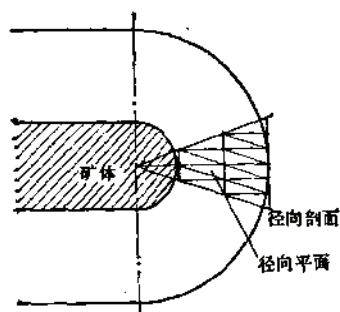


图 1-1-7 端帮径向平面投影图

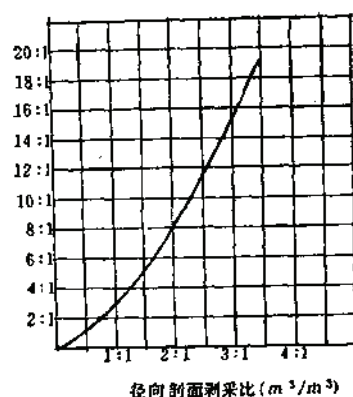


图 1-1-8 端帮径向平面剥采比和径向剖面剥采比关系曲线

用线比法计算的境界剥采比为体积剥采比，因此以重量计算的经济合理剥采比先要换算成体积剥采比。

3. 确定露天采矿场底宽及位置

1) 露天采矿场底宽

露天采场底部最小宽度不应小于开段沟宽度。底部最小宽度按采装和运输设备规格确定，可按表 1-1-12 选取。

露天采场最小底宽亦可按下列公式计算。

铁路运输时：

露天采场底部最小宽度

表 1-1-12

运输方式	装载设备	运输设备	最小底宽 (m)
铁路运输	1m ³ 以下挖掘机	窄轨机车 (600mm 轨距)	10
	1m ³ 挖掘机	窄轨机车 (762, 900mm 轨距)	12
	4m ³ 挖掘机	准轨机车	16
	6~12m ³ 挖掘机	准轨机车	20
公路运输	1m ³ 挖掘机	7t 汽车	16
	4m ³ 挖掘机	10~32t 汽车	20
	6~12m ³ 挖掘机	100~154t 汽车	30

$$B_{min} = 2R_w + T + 3E \quad (1-1-15)$$

汽车运输时:

(1) 回转式调车

$$B_{min} = 2(R_{min} + 0.5T + E) \quad (1-1-16)$$

(2) 折返式调车

$$B_{min} = R_{min} + 0.5T + 2E + 0.5L_c \quad (1-1-17)$$

式中 B_{min} ——露天矿最小底宽, m;

R_{min} ——汽车最小转弯半径, m;

R_w ——挖掘机尾部回转半径, m;

T ——运输设备最大宽度, m;

E ——挖掘机、运输设备和阶段坡面三者之间的安全间隙, 一般取 $E = 0.5\text{m}$;

L_c ——汽车长度, m。

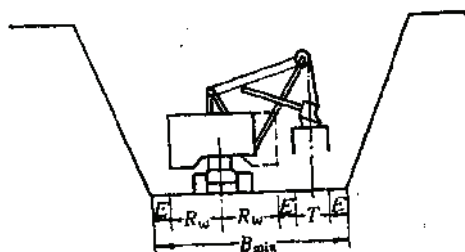


图 1-1-9 铁路运输露天采场最小宽度

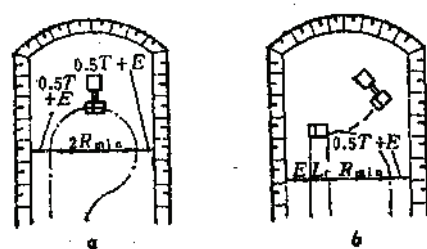


图 1-1-10 公路运输露天采场最小宽度
a—回转式调车; b—折返式调车

2) 露天采场底部位置的确定

矿体水平厚度小于露天采场底部最小宽度时, 底部平面宽度按最小底宽确定; 矿体水平厚度与最小底宽接近时, 则露天采场底宽取等于矿体水平厚度; 矿体水平厚度大于露天矿最小底宽时, 以最小底宽确定露天底部平面, 这时露天矿底部位置按露天开采经济效益最大的原则决定。露天矿底部平面位置 (图1-1-3) 应满足: $AB:BO = DF:FO$ 。

4. 确定露天采矿场底平面

根据地质剖面图初步确定露天开采深度后,再考虑下列几方面的因素最终确定底平面。

- (1) 各地质剖面图初步确定的露天开采深度不一定在同一标高,应调整为同一标高,或设计底阶梯状;
- (2) 底平面边界尽可能保持平直,弯曲处应满足运输线路对曲线半径的要求;
- (3) 底平面长度应满足运输要求;
- (4) 底平面最小宽度见表1-1-12。

1.4.1.2 确定短露天采场的深度及底平面

短露天采场是指在其周长上难以分出端部和两帮的采场,短露天采场的端帮剥离量占的比重较大。在这种情况下,用地质横剖面图不能正确确定矿床境界剥采比,而应当采用平面图法或线性境界剥采比法来确定。

1. 平面图法

(1) 选择几个可能的开采深度,绘制每个开采深度的平面图。按平面图上的矿体形状,根据运输线路要求,初步确定露天采场底平面周界;

(2) 在平面图上确定地面境界线。在可利用的地质横剖面图上绘出开采境界,并将边帮上矿岩界线和地表境界线投到平面图上;

(3) 无地质横剖面图可利用的区段,在平面图上选有代表性的各点,作垂直于底平面周界的辅助剖面(见图1-1-11中的I、II、III);

(4) 根据已知的境界深度和边帮坡面的水平投影距,确定各辅助剖面的地表境界点(如图1-1-11中b中的1点);

(5) 连接平面图上各剖面的地表境界点1、2、3、4……,得出地表境界线;

(6) 在平面图上用求积仪分别量出地表境界线内的矿岩总面积和矿石面积。计算境界剥采比。

$$N_K = \frac{S - S_F}{S_P} \quad (1-1-18)$$

式中 S ——露天采场地表境界内矿岩水平投影总面积, m^2 ;

S_P ——露天采场底和边帮上矿石水平投影面积, m^2 。

2. 线性境界剥采比法

在圈定短露天矿开采境界时,为了计入采场端部岩石量,采用线性境界剥采比小于境界剥采比的方法圈定开采境界,亦可达到同样的精度。

线性境界剥采比和境界剥采比的关系用式(1-1-19)表示。设矿体长度指数 $\varepsilon = 1 \sim 10$,用式(1-1-19)计算的线性境界剥采比随境界剥采比(等于经济合理剥采比)变化的曲线如图1-1-12所示。

$$N_L = 0.64[\sqrt{(\varepsilon + 1)^2 + N_K^2} - \varepsilon - 1] \quad (1-1-19) \textcircled{1}$$

式中 N_L ——线性境界剥采比;

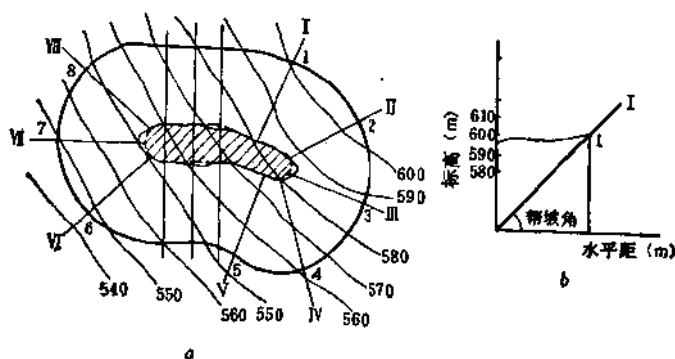
N_K ——境界剥采比;

ε ——矿体长度指数, $\varepsilon = L/m$;

L ——矿体走向长度, m ;

m ——矿体厚度, m 。

① 式(1-1-19)摘自李彦峰等编《露天铁矿设计》(苏K·A·库马切夫著)。

图 1-1-11 短露天矿 N_k 计算图

a—平面图, b—剖面水平距图

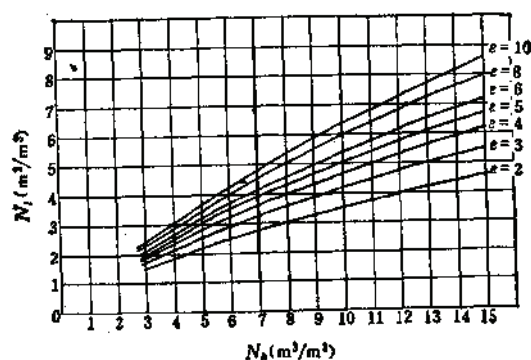


图 1-1-12 线性境界剥采比与境界剥采比关系曲线

1.4.2 绘制露天采矿场终了平面图

按所确定的开拓运输系统、最终边帮构成要素和露天采场底平面周界, 绘制露天矿开采终了平面图。其步骤是:

(1) 将设计的底部周界绘在透明纸上;

(2) 将透明纸覆盖在地形图上, 按最终边坡组成要素 (阶段高度, 坡面倾角, 平台宽度) 从底部周界开始由内而外 (标高是由下而上), 依次绘出各台阶坡底线、坡顶线、平台宽度和边坡上的运输线路。

1.4.3 国内外部分露天矿开采境界资料

我国部分露天矿开采境界资料见表1-1-13, 国外部分露天矿开采境界资料见表1-1-14。

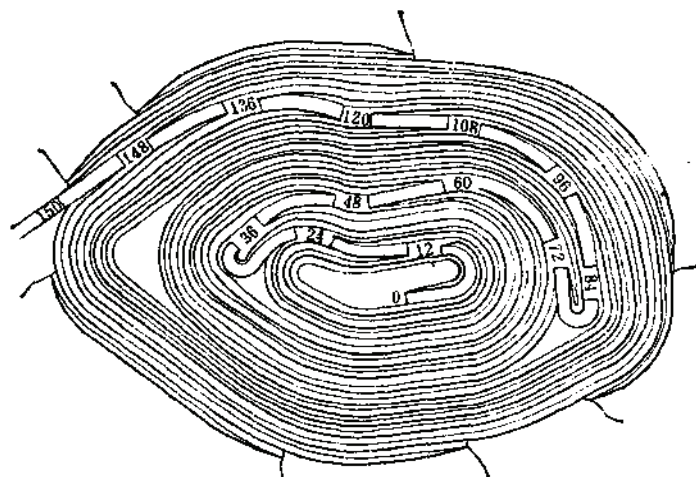


图 1-1-13 露天开采终了平面图

我国部分露天矿开采境界概况表

表 1-1-13

矿山名称	开采境界 (m)			阶段高度 (m)	装载设备 斗 容 (m ³)	运 输 方 式	平均剥采比 (m ³ /m ³)
	长	宽	深				
1	2	3	4	5	6	7	8
大冶铁矿	2150	350	366	12	3~4	准轨电机车	3.40
大孤山铁矿	1600	1050	274	12	3~4	准轨电机车	2.96
南芬铁矿一期	2560	1480	475	12	4~7.6	汽车—溜井	2.55
二期	3500	1900	527	12	11.5~16.8	汽车—溜井	4.29
海南铁矿	1650	950	510	12	3~4	准轨电机车	2.55
齐大山铁矿	4500	1700~1800	555~648	12	4	运矿—汽车, 运岩—机车	4.4
白云鄂博主矿	1600	1100	396	12	3~8	准轨电机车	3.1
朱家包包铁矿	2100	900	450	15	3~4	上部电机车、下部汽车	2.02
水厂铁矿北山	3600	900~1600	640	15	16.8	汽 车	3.23
弓长岭独木采场	785	585	228	12	4	汽 车	1.43
白银厂铜矿							
1° 采 场	1320	600	282	12	3~4	汽 车	5.67
2° 采 场	1030	560	263	12	3~4	汽 车	11.36
德兴铜矿	2400	2300	600	12~13	13~17	汽 车	1.6
大石河铁矿	1740	340	120	10	3~4	准轨电机车	2.66
昆阳磷矿	5100	800~1200	220~250	10	4	汽 车	4.42
云浮硫铁矿	1830	820	474	12	4	汽 车	2.5
南墅石墨矿	835	620	204	12	12	汽 车	4
大宝山矿	2000	660~990	480	12	4	汽 车	3.18
兰家火山铁矿	1100	950	570	15	4	汽车—溜井	1.74
把关河石灰石矿	1300	900	300	10	4	汽 车	1.5

国外部分露天矿分期开采境界

表 1-1-14

矿 山 名 称 (图 别)	采 场 尺 寸 (m)			阶段高度 (m)	电 铲 容 斗 容 (m ³)	运 输 方 式	生 产 剥 采 比 (t/t)
	长	宽	深				
1	2	3	4	5	6	7	8
明塔克铁矿(美)							1.0
东 采 场	9600	2300	165	12	9.2~10.7	柴油机车(矿石)	
西 采 场	11200	2300	165	12	9.2~10.2	汽车(岩石)	
汉语铁矿(美)	8000	2130	132	15	9.2~10.7	汽 车	0.71
希宾铁矿(美)	2600	1000	165	15	11.5	汽 车	0.66
蒂尔登铁矿(美)	2520	980	360	13.5	11.5	汽 车	1.31
宾汉铁矿(美)	4000	2400	805	15.2	9~11.6	机车(矿石) 汽车(岩石)	3.3
碧马铁矿(美)	1600	1200	426.7	15	6.8~15.5	汽 车	1.78
西雅里塔铜矿(美)	1830	1520	563	15.2	11.5	汽 车	2.2
帝国铁矿(美)	3200	1600	484	15.5	4.5~8.2	汽 车	0.76~1.0
鹿山铁矿(美)	1200	800	370	13.5	9.2~13	汽 车	4.0
双峰铜矿(美)	2400	1100	550	12~15	11.5	汽车—胶带	3.8
巴格达德铜矿(美)	2100	1500	335	15	15.2	汽车—胶带	1.5
克里夫德铜矿(美)	1200	800	300	13.7	3.8~6.8	汽 车	2.0
密锡昂铜矿(美)	1500	1000	300	12	6.8~13	汽 车	5.0
卡尼亚铜矿(墨)	1220	915	350	10~15	6.1~12.2	汽 车	1.58
纽曼山铁矿(澳)	5500	1500	500	15	7.6~18.5	汽 车	1.28
康根山铜金矿(澳)	750	700	250	20~30		汽 车	2.14
派普铜矿(加)	670	487	219	12.2	6.1	汽车—胶带	3.77
恩科达铜矿(加)	1829	782	213~328	工作10 最终20	6.1~11.5	汽 车	0.75
洛泰克斯铜矿(加)	1646	1036	427	15.2	11.5~16.8	汽 车	2.13
洲东铜矿(加)	740	480	148	9	4.5~11.5	汽 车	1.38
博尔铜矿(南)	1200~1300	500~600	320	15	4.8~11.5	汽 车	5.5
马尔且恩克铜矿(南)	1500	900~ 1000		15	4.0~11.5	汽 车	2.6
科利维尔铜矿(南)	2100	2000	420~430	15	11.5	汽 车	2.67
恩加昌铜矿(赞)	4500	1500	437	11		汽 车	10
卡门铜矿(菲)	1930	427	610	15	6.1~17.5	汽 车	3.16
托克帕拉铜矿(秘)	2000	1600	1288	14~15		汽车—机车	2.09
丘基卡马塔铜矿(智)	3080	1600	450	矿13 岩26	6.1~21.3	汽车—机车	3.0
克里沃罗格南部铁矿(苏)	3000	2000	425	矿15 岩10	4.0~6.8	电 机 车	2.45
克里沃罗格中部铁矿(苏)	3760	850	350	矿15 岩10	4.0~8.0	汽 车	0.6m ³ /t
奥列涅戈尔斯克铁矿(苏)	3200	1050	450	15	4.0~8.0	电机车、汽车	1.44
萨尔拜铁矿(苏)	3100	2300	630	12		汽 车	
新克里沃罗格铁矿(苏)	1700	1060	300	10~12	4.6~6.8	汽车—机车	0.3m ³ /t

注：(美)—美国；(墨)—墨西哥；(澳)—澳大利亚；(加)—加拿大；(南)—南斯拉夫；(赞)—赞比亚；(菲)—菲律宾；(秘)—秘鲁；(智)—智利；(苏)—苏联

1.5 露天矿分期开采境界

1.5.1 露天矿分期开采的目的

露天矿分期开采是在储量较大、开采年限较长时，选择矿石多、岩石少、开采条件好

的地段作为第一期开采,把大量岩石推迟到以后剥离,以减少基建投资(包括基建工程量和设备数量),降低矿石成本,并使矿山早日投产和达产。

1.5.2 露天矿分期开采的条件和原则

- (1) 分期开采的经济效益好,投产早,达产快;
- (2) 最终开采境界内的储量大,服务年限在40~50年以上;
- (3) 露天开采第一期境界的生产年限(指开始过渡以前的时期)应不小于10~15年;
- (4) 露天矿过渡期间的生产剥采比不应超过经济合理剥采比,并力争与第一期生产剥采比不要相差过大;
- (5) 露天矿过渡期间,矿山生产量不应降低。

1.5.3 露天分期开采的边帮构成要素

分期开采采场的边帮,一般有一部分是最终边帮,其余部分为临时边帮,有时全为临时边帮。

分期开采采场临时边坡的阶段坡面角及运输平台宽度的选定与上述原则相同。为了给将来扩帮创造有利条件,除运输平台及接碴平台外,其余平台宽度一般均为10~15m。另外,为确保扩帮时下部采矿平台的安全,在临时边帮上,每隔60~100m高度需设置一个25~40m宽的接碴平台,以截住上部扩帮平台掉下来的滚石。

1.6 用电子计算机确定露天矿开采境界

1.6.1 概 况

目前,国内外用电子计算机确定露天矿开采境界的方法很多,就其实质而论,大致可分为两大类:

第一类模拟法。属于该类方法的有断面图法,平面投影法,浮动圆锥法。

第二类数学优化法。属于该类方法的有线性规划法,图论法,三维动态规划法,网络流法。

近年来,国内有关设计研究部门对以上方法进行了部分实践,其中主要有浮动圆锥法,三维动态规划法,网络流法,平面投影法等。

动态规划是解决多阶段决策过程的最优化问题的一种方法。

利用动态规划使整个过程取得最优的效果特点,将矿体沿走向分成若干个横剖面,以赢利最大的原则,按照稳定的帮坡角及开采顺序约束条件进行开采方块的多阶段决策,以求得总赢利最大的露天开采境界。这里所说的三维动态规划,是通过两次二维动态规划来实现的。

网络流法是借助图论中的偶图求网络最大流的方法来解大系统线性规划中的子规划问题。用这种方法来确定露天矿开采境界,其特点是充分考虑了矿石方块之间的相互补偿,互相组合,能得到数学上的最优解。

根据国内近几年的实践以及国外有关技术资料,将部分计算方法归纳于表1-1-15和表1-1-16。

部分确定露天开采境界的计算机方法简介

表 1-1-15

方法名称	方法实质	方 法 评 述	实 践 程 度
断面图法	模拟人工方法	数学模型简单,但未实现优化	苏联、南非、美国都有人发表过文章
平面投影法	模拟人工方法	数学模型简单、没有实现优化,计算工程量较大	马鞍山矿山研究院与武汉钢铁学院编写过计算程序,并作了试算
多重图法	模 拟 法	数学模型简单、直观,并能满足生产工艺要求得不到最优解,但能达到次优解	国外普遍采用,国内编写及使用也较多,比较成熟
三轴动态规划法	最优化方法	能得到数学上最优化露天开采境界,但境界端部是尖的,露天矿底部起伏较大,不能满足生产工艺要求	国外发表文章较多,但没有具体用于矿山设计 马鞍山矿山研究院与马鞍山钢铁设计院合作于1972年编写了计算程序并对马钢高村铁矿进行了试算,证明此法尚须进一步完善
图论法	最优化方法	数学模型复杂,计算时间长	只停留在原理阶段,没有用于具体设计
网络流法	最优化方法	数学模型较复杂,计算时间较长,能得到最优解,能满足工艺要求	1982年中南矿冶学院曾编写了源程序,对老岭铁矿的开采境界进行了计算

部分浮动圆锥法源程序

表 1-1-16

源程序名称	编写单位	使用语言	主 要 功 能	备 注
用多重圆锥法确定露天矿开采境界	马鞍山矿山研究院	ALGOL-60	1.打印露天矿终了平面图 2.打印境界内分层矿岩量表 3.打印带有开采境界的分层平面图、剖面图	该程序曾用于确定青山铁矿及水厂铁矿的境界
确定露天矿境界的计算方法—浮动圆锥法	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	ALGOL-60和FORTRAN	1.打印有运输条件约束的露天矿境界 2.打印无运输条件约束的露天矿境界 3.打印境界内分层矿、岩量表 4.打印带有开采境界的分层平面图	曾对白云鄂博主、矿体境界进行计算
用电子计算机确定金堆城钼矿露天最终境界研究报告	北京有色冶金设计研究总院	ALGOL-60	1.打印露天矿最终开采境界图 2.打印境界各分层平面图 3.打印境界内矿石总量、岩石总量及总盈利值	
确定露天开采境界的计算方法	同 上	FORTRAN-4	同 上	计算过德兴铜矿开采境界
用浮动圆锥法确定露天矿优化开采境界	马鞍山钢铁设计研究院	ALGOL-60 及 FORTRAN-70	1.打印露天矿开采终了平面图 2.打印境界内分层矿岩量 3.打印带有开采境界的分层平面图 4.打印境界内分层盈利值及剥岩费总盈利值和总剥岩费	计算过凤凰山铁矿和凹山铁矿的开采境界
FHDJZ程序(由一个主程序、四个子程序组成)	长沙黑色冶金矿山设计研究院	FORTRAN-77	(1)打印矿区地形图、露天终了平面图; (2)有选择地打印带境界的分层平面图和纵剖面图、剖面图;(3)打印境界内分层矿量、金属量、岩石量;(4)境界内矿石总量、岩石总量和平均剥采比;(5)打印盈利值和采出矿石品位	计算过尖包岭铁矿的露天开采境界

续表

源程序名称	编写单位	使用语言	主要功能	备注
用圆锥法确定棒锤山铁矿露天开采境界	秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院	FORTRAN-4	(1)打印露天开采终了平面图; (2)打印带有境界的剖面图; (3)打印境界内分层矿岩量; (4)打印境界内分层盈利和总盈利	计算过棒锤山铁矿露天开采境界
用浮动圆锥法确定露天矿开采境界	昆明有色冶金设计研究院	FORTRAN-4	1.打印露天矿开采终了平面图; 2.打印带有开采境界的分层平面图; 3.分层矿、岩量表	已计算过多个矿山露天开采境界

1.6.2 浮动圆锥法确定露天开采境界的原理及数学模型

浮动圆锥法是美国M.T.潘纳等人于1965年提出的,这是一种用系统模拟技术来解决露天矿开采境界的方法。它的基本出发点是将最简单的圆形露天矿近似地看成一个截头倒圆锥。该圆锥称锥,它锥立在矿石方块之上,上部直通地表,圆锥的母线与水平线夹角等于露天矿的边帮角。由于组成露天矿边帮的岩性、节理、裂隙性质不同,故露天开采境界的边帮角亦应随之变化。所以露天矿实际上是由不同锥度的许多相互交错和重叠的可采圆锥体来模拟。圆锥体越密,越逼近真实的露天矿。

用浮动圆锥法确定开采境界的示意图如图1-1-14。

矿床开采设计的目的,是要寻求一种开采手段,使该矿床的开采成本最低。

对于上部可用露天开采、下部用地下开采的矿床,就是要寻求露天矿合理开采深度,使得矿床开采总成本最低。用浮动圆锥法确定露天矿开采境界也符合这一原则。

现举例说明手工方法确定境界与浮动圆锥法确定境界两者之间的顺应关系:

设有一急倾斜矿体,埋藏情况如图1-1-15。

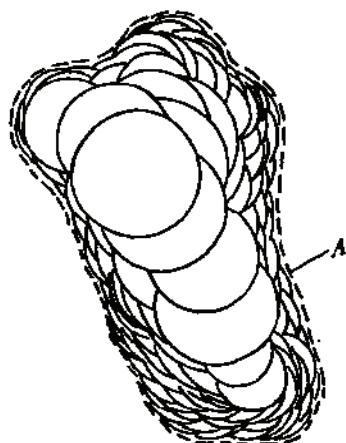


图 1-1-14 浮动圆锥法确定开采境界图

A—露天开采经济境界

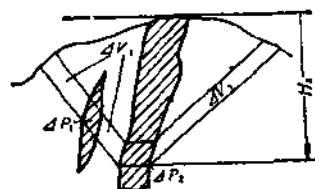


图 1-1-15 手工法确定开采境界示意图

图中单位若用走向长度计算境界剥采比,则

$$N_K = \frac{\Delta V_1 + \Delta V_2}{\Delta P_1 + \Delta P_2} \quad (1-1-20)$$

当 $N_k = N_j$ 时

则

$$\frac{c-a}{b} = \frac{\Delta V_1 + \Delta V_2}{\Delta P_1 + \Delta P_2} \quad (1-1-21)$$

式中 c ——地下开采单位体积矿石成本；

a ——露天开采单位体积矿石成本；

b ——剥离单位体积岩石成本。

令 $\Delta P = \Delta P_1 + \Delta P_2$, $\Delta V = \Delta V_1 + \Delta V_2$

由 (1-1-21) 式可得：

$$C\Delta P = a\Delta P + b\Delta V \quad (1-1-22)$$

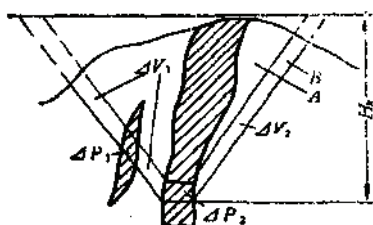


图 1-1-16 浮动圆锥法确定露天开采境界原理图

从 (1-1-22) 式得知，当露天开采深度达到某一值 H_x 时，地下开采单位体积矿石的费用等于露天开采单位体积矿石的费用，此时露天开采深度 H_x 便是露天矿的极限开采深度，再往下必须转入地下开采，否则露天开采费用便高于地下开采费用。

浮动圆锥法确定露天矿开采境界，其目标是寻求盈利最大的露天矿。这是针对矿床经济矩阵而言的，那么对于矿化矩阵又是如何呢？见图 1-1-16。

图 1-1-16 是上下两个分层发生的相互重叠的圆锥体剖面图。A 是上一分层的圆锥体，B 是下一分层的圆锥体。两个锥体之间的移动增量，用 S 表示，则：

$$S = \Delta P_1 + \Delta P_2 + \Delta V_1 + \Delta V_2 \quad (1-1-23)$$

当锥体 A 已经采出的情况下，衡量锥体 B 能否开采，取决于 S 的值。

当 $S > 0$ 时，锥体移动增量值为正，锥体可采；

$S = 0$ 时，锥体移动增量值为 0，此时圆锥的下沉深度 H_x 便是该锥体开采的极限深度，此锥体也可作为可采圆锥而移除；

$S < 0$ 时，锥体移动增量值为负，此锥体不可采，所发生的圆锥体界线作废。

从 (1-1-20) 式得知，用人工方法确定露天矿开采境界，其极限深度取决于 $\frac{\Delta V_1 + \Delta V_2}{\Delta P_1 + \Delta P_2}$ 的比值，而用浮动圆锥法确定开采境界，其圆锥可采与否取决于 (1-1-23) 式中 $\Delta P_1 + \Delta P_2 + \Delta V_1 + \Delta V_2$ 的值。若将矿化矩阵中的矿石方块的值用境界剥采比 N_k 代入，岩石方块用 -1 代入，空气用 0 代入，则 (1-1-23) 式可表示为

$$S = (\Delta P_1 + \Delta P_2) N_k - (\Delta V_1 + \Delta V_2) \quad (1-1-24)$$

即

$$S = \Delta P N_k - \Delta V$$

令

$$S = 0$$

则

$$\Delta P N_k = \Delta V \quad (1-1-25)$$

即

$$N_k = \frac{\Delta V}{\Delta P} \quad (1-1-26)$$

从 (1-1-26) 式可以看出，浮动圆锥法确定开采境界也符合境界剥采比原则。

1.6.3 用浮动圆锥法确定露天开采境界的方法及计算框图

1.6.3.1. 方法及步骤

1. 建立符合浮动圆锥法要求的矿化模型及经济模型

确定露天开采境界总是针对一定矿床的,为便于计算机计算,必须对矿床进行数据处理,也就是必须建立能体现矿体特征的数学模型,使其能体现各块段经济值或有用矿物的品位。这就是我们所说的经济矩阵或矿化矩阵。建立矿化矩阵的数学方法很多,但目前常用的方法主要有“距离平方反比法”及“克里金法”。根据浮动圆锥法的要求,矿化矩阵是由许多三维模块所组成。模块尺寸大小根据计算精度、采矿阶段高度、帮坡角、计算时间等要求不同而异。计算机再依据矿化矩阵提供的模块中有关技术经济指标等信息,将矿化矩阵转换成经济矩阵,作为浮动圆锥法确定境界的基本依据。矿床三维经济模型示意图见图1-1-17。

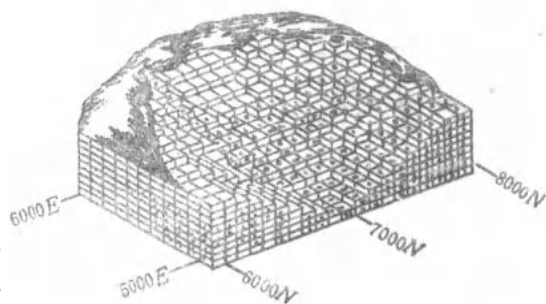


图 1-1-17 矿床三维经济模型示意图

2. 用浮动圆锥法确定露天矿开采境界的方法

首先将矿床的经济矩阵或矿化矩阵输入电子计算机,并将帮坡参数、地表地形和地表构筑物、建筑物的限制以及其他一些对露天开采的约束条件也输入计算机。计算机根据输入的经济矩阵或矿化矩阵以及有关的约束条件,从初始开采深度水平起按一定的规律去寻找净值为正的块段,并以该块段的中心点为圆锥小头中心,向地表投射圆锥,使圆锥母线的倾角等于露天矿的帮坡角,这时映射在各个分层上的是半径不相同的同心圆,称之为投射圆。形成单圆锥的情况见图1-1-18。

单圆锥形成以后,便到经济矩阵中去查寻,看哪些模块落在锥体内,并把锥体内各模块的净值(矿为正,岩为负,深部接近边界品位的贫矿也可能为负)进行累加。若锥体内净值之和为正或为零,则此锥体可采,将锥体内各块移除,并将其纳入最终境界,否则发生的圆锥界线作废。当第一个圆锥计算完毕以后,圆锥小头中心按照原来规律移向邻近的净值为正的模块,继而按原方法发生第二个圆锥。这两个圆锥之间可能有相当部分是重叠的,不相重叠部分的量称为移动增量,图1-1-19的阴影部分为移动增量。第二个圆锥可采与否,取决于移动增量的净值之和,移动增量的计算方法是,当第一个圆锥为可采圆锥时,将锥体内各块段冲“0”,于是第二个圆锥与第一圆锥重叠部分各模块的净值均为“0”,故累加第二个圆锥内各模块净值时,已扣除了重叠量,得到的便是移动增量。若移动增量的值为正,此锥可采,反之发生的圆锥界线作废。照此原则,依次移动圆锥的小头中心,移动一次计算一次移动增量,寻找净值为正的圆锥开采。一个阶段考虑完毕以后,再从初始开采深度起重新找寻可采圆锥,直至在本阶段以上(包括本阶段)找不到一个可采圆锥为止,再往下一阶段继续查寻,并重复上一阶段的各个步骤,直到整个经济矩阵中找不到一个可采圆锥为止。所有的可采圆锥的集合便构成了露天矿开采境界。用浮动圆锥法确定的露天矿开采境界见图1-1-20。

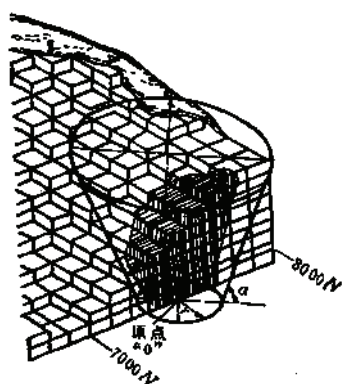


图 1-1-18 单个截头圆锥示意图

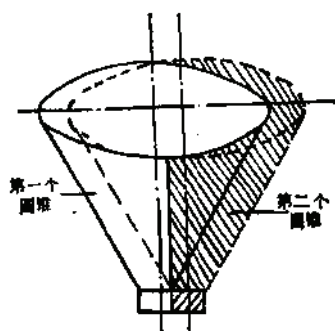


图 1-1-19 圆锥移动增量示意图

为了加速浮动圆锥法的计算速度，目前一般都用圆锥模板来替代每次发生的圆锥。为了适应露天矿帮坡角多变的要求，一般都是一个阶段建立一个模板。需要在某阶段发生圆锥时，便调用该阶段圆锥模板，计算机通过扫描的办法来判断哪些模块落在锥体内，不须再计算各模块的中心点到此次投射在该阶段投射圆圆心距离，也不须判断它与该投射圆半径关系，这样便达到了节约大量计算时间的目的。关于落在模板范围内的各模块净值进行累加，判断圆锥可采与否，以及模板移动原则与前面介绍的“浮动圆锥法”原则完全一致。

3. 多重圆锥法中基本尺寸的计算

设圆锥体穿越的经济矩阵各分层的中心点为 $F_z(x_z, y_z)$ 。其中：

Z ——圆锥体穿越经济矩阵各分层的序号，从圆锥顶 0 分层算起；

x_z ——经济矩阵中 Z 分层某模块的行标；

y_z ——经济矩阵中 Z 分层某模块的列标；

圆锥小头中心点为 $F_0(x_0, y_0)$ ，经济矩阵中各模块的中心点为 $Q_{zij}(x_{zij}, y_{zij})$ 。

其中：

i ——模块的行标，即 x 方向序号；

j ——模块的列标，即 y 方向序号；

对选定的初始露天底所在分层上，净值为正的诸模块，令其中心点为圆锥小头中心，分别求其移动增量。

若初始露天底所在的 0 分层的某一块段的值 $m_{0ij} > 0$ 条件成立，则 $Q_{0ij}(x_{0ij}, y_{0ij}) \Rightarrow F_0(x_0, y_0)$ 。对应于 F_0 的点都有一个圆锥体。对于露天底以上各分层有哪些模块落入了圆锥体需要进行判断。其判断标准是每块中心点 Q_{zij} 与投射在该水平的投射圆中心点 $F_z(x_z, y_z)$ 的距离 $\overline{Q_{zij}F_z}$ 是否小于或等于该水平的圆锥半径 R_z ，若 $\overline{Q_{zij}F_z} \leq R_z$ ，则该块段在锥体内，反之在锥体之外。

以上含意可用下列算式表达：

$$\overline{Q_{zij}F_z} = \sqrt{(x_{zij} - x_z)^2 + (y_{zij} - y_z)^2} \quad (1-1-27)$$

$$R_z = r + H_z \operatorname{ctg} \alpha$$

若 $\overline{Q_{zij}F_z} \leq R_z$

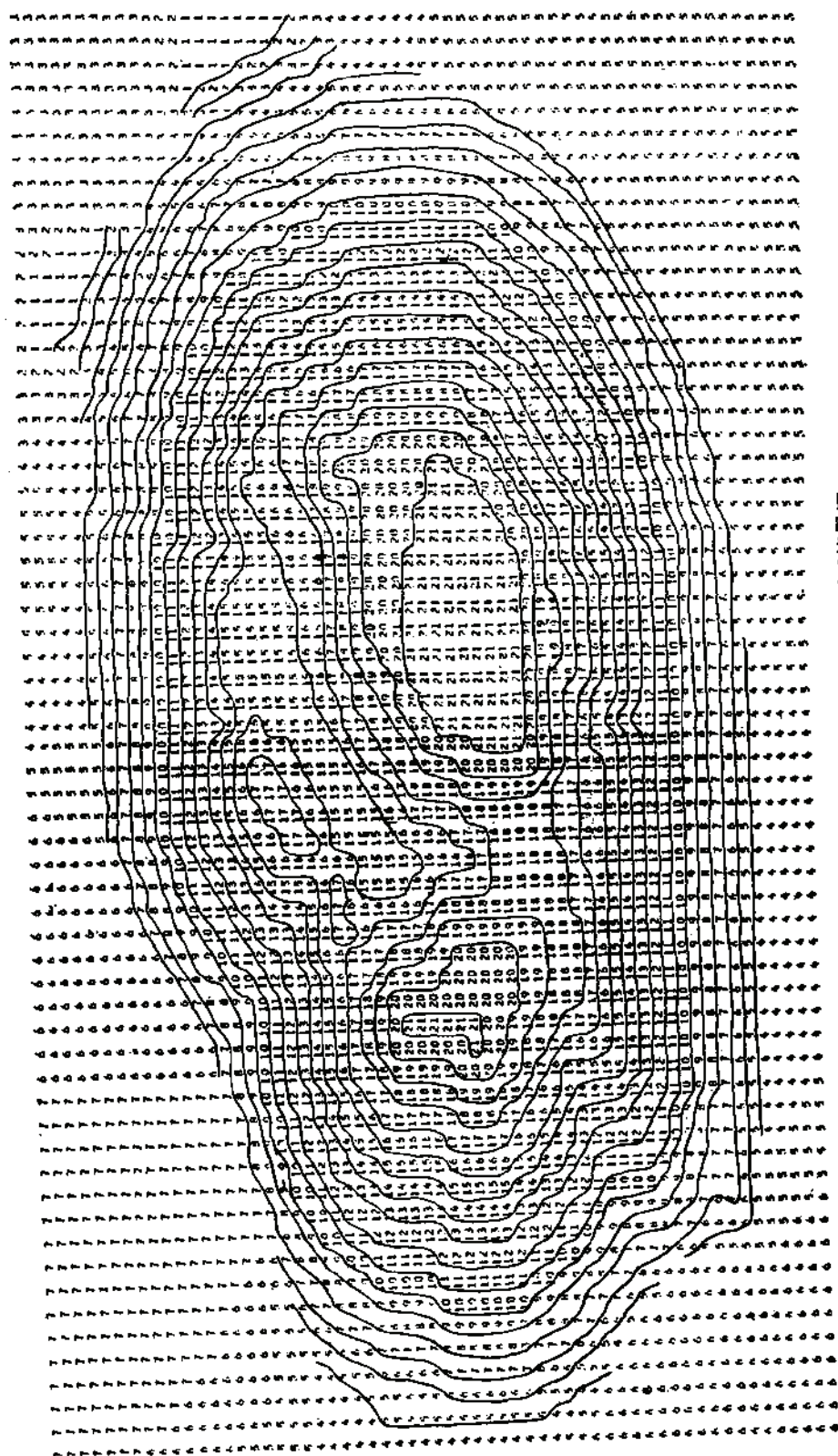


图 1-1-20 浮动圆法确定的露天开采境界图

则圆锥体内的净值(移动增量)为:

$$A_{0ij} = \sum_{i=1}^{MI} \sum_{j=1}^{MJ} \sum_{z=0}^N m_{zij}$$

式中 H_z ——各分层距锥底的高差,用阶段数表示;

m_{zij} ——经济矩阵中的某块段的净值;

MI ——经济矩阵的最大行标;

MJ ——经济矩阵的最大列标;

N ——圆锥体所穿越的阶段数;

浮动圆锥法的计算参见图1-1-21。

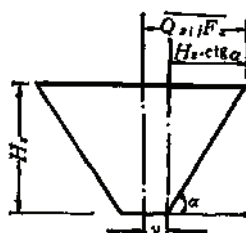


图 1-1-21 浮动圆锥法基本尺寸图

若 $A_{0ij} > 0$ 则此锥体可采, 然后令 $0 \Rightarrow m_{zij}$ 以便计算一个圆锥的移动增量。整个经济矩阵中可采圆锥的净值之和便是全矿的总盈利值。

4. 浮动圆锥法的计算框图

框图如图1-1-22所示。

1.6.4 用浮动圆锥法确定露天矿开采境界实例

以凹山铁矿为例。将矿床的三维矿化模型(每个模块尺寸为 $18 \times 18 \times 15 \text{ m}$) 和采场南北帮的帮坡角, 两端帮的帮坡角输入计算机(凹山铁矿没有其他约束条件)。接着将矿化模型转换成矿床经济模型, 并从见矿层位开始, 寻找矿石模块发生圆锥。计算结果输出的内容有: 露天矿开采境界图(见图1-1-20); 境界内分层矿岩量表(略); 带有开采境界的矿床分层平面图(见图1-1-23); 带开采境界的矿床剖面图(见图1-1-24)。

1.6.5 浮动圆锥法评述

“浮动圆锥法”在国内外得到普遍应用。该方法计算结果精确, 能获得优化开采境界, 人工方法确定境界是基于二维的简易方法, 而浮动圆锥法是在矿体三维空间上考虑其变化规律而确定的境界, 故其计算结果精确。另外, 该方法计算速度快, 在 100 万次/s 计算机上, 计算一般大型矿山的露天开采境界约需 $10 \sim 15$ 分钟, 便于进行多方案比较和选择最优方案。

浮动圆锥法确定露天矿开采境界, 可用于方案设计和可行性研究阶段。如果计算机的输出结果再和大型精密绘图仪联接则可用于初步设计阶段。

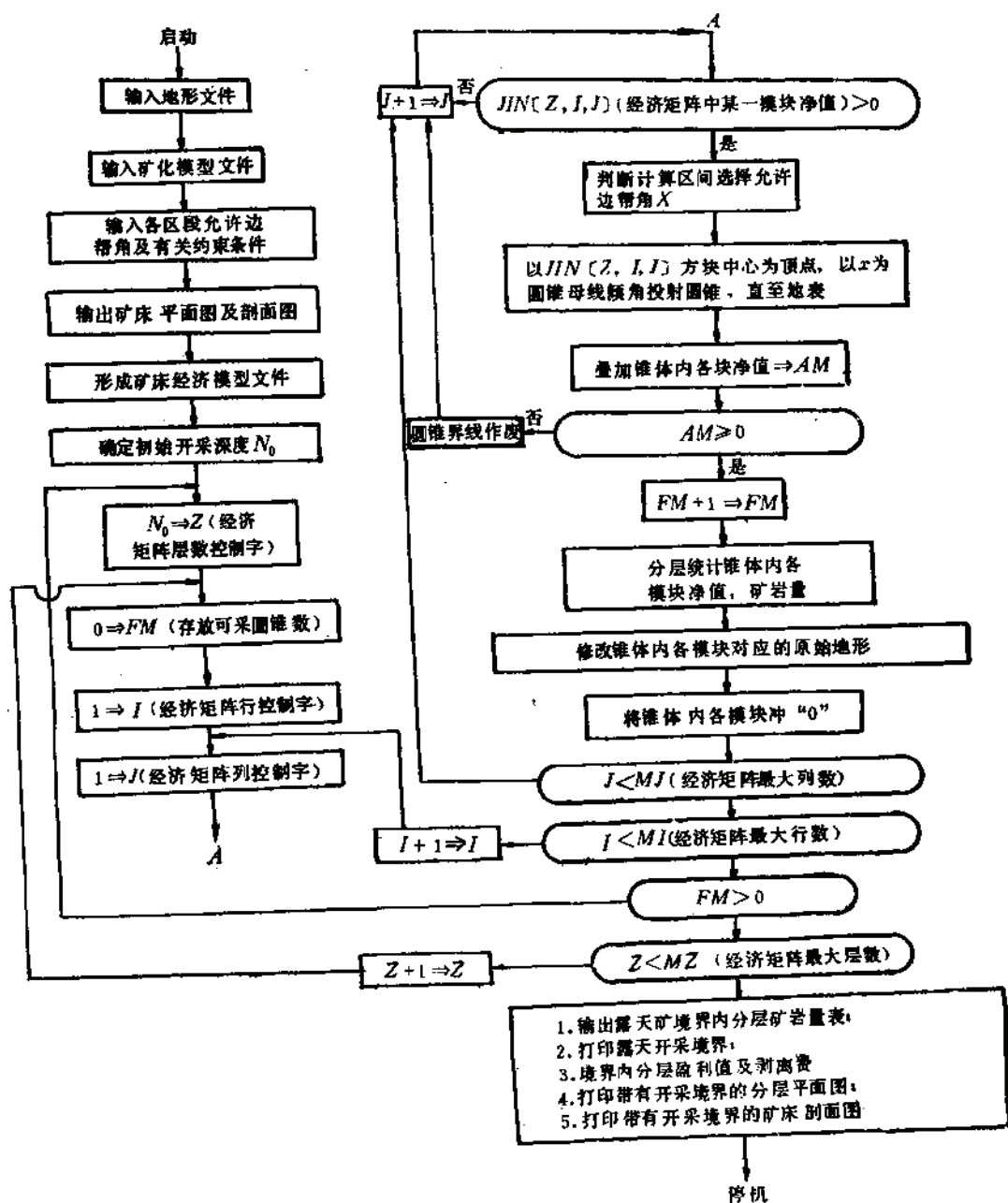


图 1-1-22 浮动圆锥法计算框图

1-1-23

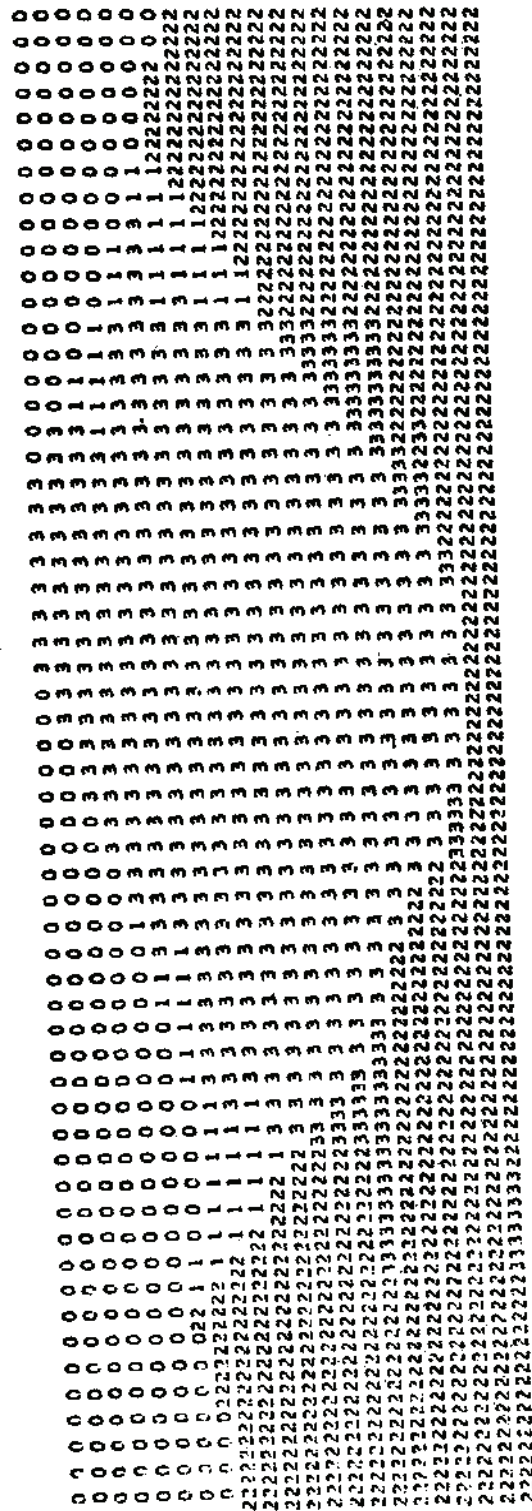


图 1-1-24 矿体剖面图

第二章 露天矿生产能力的确定

责任编写单位 北京有色冶金设计研究总院

参加编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院

编写人 王之汉 黄瑞南 曹桂春 李行

2.1 概 述

露天矿生产能力包括两个指标,即矿石生产能力和矿岩总生产能力。两者通过生产剥采比联系起来。

$$A_a = A(1+n) \quad (1-2-1)$$

式中 A_a ——年矿岩总生产能力, t/a;

A ——年矿石生产能力, t/a;

n ——生产剥采比, t/t。

确定露天矿生产能力的主要采矿设计工作内容有:

- (1) 按开采技术条件确定可能的生产能力;
- (2) 编制采剥进度计划表;
- (3) 对分期建设的矿山, 还需确定各开采期的生产能力;

决定矿山可能达到的生产能力的主要开采技术条件是:

- (1) 可布置的挖掘机工作面数目;
- (2) 矿山工程延深速度。

对改建或扩建矿山尚需考虑已有运输线路的通过能力。

2.2 按开采技术条件确定矿山可能达到的生产能力

2.2.1 按可布置的挖掘机工作面数目确定可能达到的生产能力

露天矿可能达到的生产能力:

$$A = NnQ \quad (1-2-2)$$

$$N = \frac{L}{L_0} \quad (1-2-3)$$

式中 A ——露天矿矿石年产量, t/a;

N ——一个采矿阶段可布置的挖掘机数。采用铁路运输的矿山, 一个阶段工作挖掘机数一般不超过3台;

Q ——挖掘机生产能力, t/a;

n ——同时工作的采矿阶段数;

L ——一个阶段的矿石工作线长度, m;

L_0 ——一台挖掘机占用的工作线长度, m, 见本篇第四章。

可同时进行采矿的阶段数(n)取决于矿体厚度、矿体倾角、工作帮坡角和工作面推进方向。而工作帮坡角大小取决于工作平台宽度。 n 值可用以下几何关系计算。

工作面沿走向布置, 采场由矿体上盘向下盘推进时(图1-2-1);

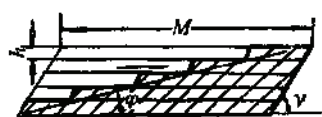


图 1-2-1 采场由上盘向下盘推进示意图



图 1-2-2 采场由下盘向上盘推进

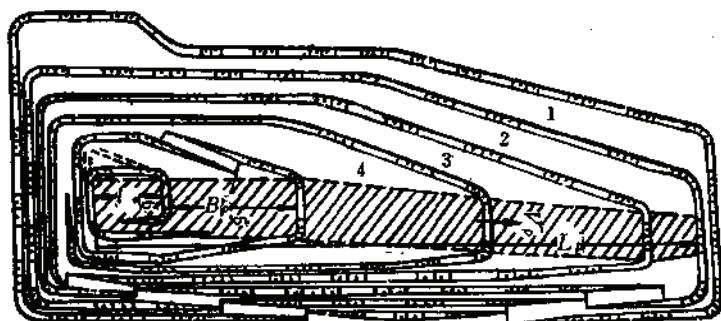


图 1-2-3 采场沿走向推进示意图

$$n = \frac{M}{1 - \operatorname{ctg} \gamma \operatorname{tg} \phi} \cdot \frac{1}{B + h \operatorname{ctg} \alpha} \quad (1-2-4)$$

采场由矿体下盘向上盘推进时(图1-2-2);

$$n = \frac{M}{1 + \operatorname{ctg} \gamma \operatorname{tg} \phi} \cdot \frac{1}{B + h \operatorname{ctg} \alpha} \quad (1-2-5)$$

式中 M ——矿体水平厚度, m;

B ——工作平台宽度, m;

h ——阶段高度, m;

ϕ ——工作帮坡角, ($^{\circ}$);

γ ——矿体倾角, ($^{\circ}$);

α ——阶段坡面角, ($^{\circ}$)。

工作面垂直矿体走向布置时(图1-2-3);

$$n = \frac{L_p - L_i}{B_i + h \operatorname{ctg} \alpha} \quad (1-2-6)$$

式中 L_p ——采场内矿体走向平均长度, m;

L_i ——初期工作平台长度, m;

B_f ——工作平台长度, m。

沿走向推进时, 上一阶段超前下阶段的最小距离(即工作面长度), 应根据采装运设备的布置, 爆堆宽度, 以及在下阶段能形成一定备采矿量的要求确定。一般要求工作平台长度200~250m。

2.2.2 按矿山工程或采矿工程延深速度确定可能达到的生产能力

矿山工程系指掘沟工程以及为保证下一水平掘沟所需扩帮的工程量。矿山工程延深速度是按已定阶段高完成一个新水平的准备时间。一般用每年下降进尺来表示。

采矿工程延深速度指露天采矿场采矿每年平均下降的深度。亦用每年下降进尺来表示。

露天矿设计中, 一般用矿山工程延深速度验证矿山可能达到的生产能力。

露天矿生产能力与延深速度的关系:

$$A = \frac{PV\eta}{h(1-e)} \quad (1-2-7)$$

式中 A ——露天矿可能达到的年生产能力, t/a;

P ——所选用的有代表性的水平分层矿量, t;

V ——矿山工程(或采矿工程)延深速度, m/a;

h ——阶段高度, m;

η ——矿石回采率, %;

e ——废石混入率, %。

矿山工程延深速度, 一般通过编制新水平准备进度计划确定或参考类似矿山实际资料选取。根据我国当前露天矿装备和开采技术水平, 设计推荐的矿山工程延深速度见表1-2-1。部分露天矿矿山工程延深速度实际指标见表1-2-2。采矿工程延深速度, 参照露天矿实际生产指标选取, 见表1-2-3。

一般矿山工程延深速度

表 1-2-1

开拓运输方式		采 场 状 态	一般延深速度(m/a)
铁路运输	固 定 干 线	山 坡 露 天	8~10
		深 凹 露 天	6~8
	移 动 干 线	山 坡 露 天	—
		深 凹 露 天	6~8
汽 车 运 输		山 坡 露 天	14~18
		深 凹 露 天	12~14

注: 铁路开拓运输的矿山, 当采用汽车运输掘沟时, 延深速度可适当提高。

开采近似水平或缓倾斜矿体时, 根据工作帮水平最大推进速度确定矿山可能达到的生产能力, 即:

$$A = V \cdot m \cdot L \cdot \frac{\eta}{1-e} \quad (1-2-8)$$

$$V_s = \frac{NQ}{L_s h} \quad (1-2-9)$$

式中 A ——露天矿可能达到的年生产能力, t/a ;
 V_s ——工作帮水平最大推进速度, m/a ;
 m_0 ——矿体垂直厚度, m ;
 N ——同时工作的采矿掘进机数, 台;
 Q ——挖掘机台年生产能力, t/a ;
 L_m ——采场内矿体长度, m ;
 L_a ——采矿工作线总长度, m ;
 γ ——矿石容重, t/m^3 ;
 η ——矿石回采率, %;
 e ——废石混入率, %。

我国部份露天矿矿山工程延深速度

表 1-2-2

矿山名称	开拓运输方式	延深速度 (m/a)		备 注
		平 均	最 高	
南芬铁矿	山坡露天, 汽车平硐翻井开拓	12	—	最高值指180~170m水平 最高值指144~96m水平
东鞍山铁矿	山坡露天, 铁路固定干线开拓, 80t电机车运输	9.4	15	
大冶铁矿	山坡露天, 铁路固定干线开拓, 80t电机车运输	20	24	
凤凰山铁矿	深凹露天, 汽车开拓运输	6.6		
白银厂铜矿	深凹露天, 汽车开拓运输	12		陡帮开采 最高值指+5~-7m水平
弓长岭独木采场	深凹露天, 汽车开拓运输	18		
金岭铁矿	深凹露天, 斜坡卷扬开拓	8~9	12	

部分露天矿采场下降速度

表 1-2-3

矿山名称	运输和装载设备	下降速度 (m/a)	备 注
一、国内矿山			
大孤山铁矿	铁路运输, 4~7.6m ³ 挖掘机	4.5~4.94	1980~1984年资料
白云鄂博铁矿	铁路运输, 4~4.6m ³ 挖掘机	7.73~7.95	1983~1984年资料
水厂铁矿	同 上	6.15~7.02	1980~1984年资料
海南铁矿	同 上	9.94~11.65	同 上
南芬铁矿	汽车运输, 4~7.6m ³ 挖掘机	7.79~8.96	同 上
大石河铁矿	汽车运输, 3~4.6m ³ 挖掘机	7.55~10.45	同 上
峨口铁矿	同 上	8.78~14.73	同 上
大冶铁矿	公路铁矿联合运输, 3~4.6m ³ 挖掘机	5.06~7.47	同 上
兰尖铁矿	汽车运输, 3~4.6m ³ 挖掘机	10.33~14.92	同 上
白银厂铜矿	同 上	11~12.2	
金川露天矿	汽车运输, 3~4.6m ³ 挖掘机	12.0	
二、国外矿山			
碧玛铜矿(美)	汽车运输, 6.8~15.3m ³ 挖掘机	12.0	
拉克珍尼铁矿(加)	汽车运输	24.0	
卡纳尼亚铜矿(墨)	汽车运输, 6.1~12.2m ³ 挖掘机	21.0	
高依铁矿(巴西)	汽车运输	13.0	
萨尔拜依铁矿(苏)	铁路运输, 8m ³ 挖掘机	10	
纽曼山铁矿(澳)	汽车运输, 7.6~18.5m ³ 挖掘机	16.5	

2.2.3 按新水平准备时间确定矿山工程延深速度

新水平准备时间包括掘斜沟、段沟以及为下水平准备必须完成的扩帮量等所需的总时间,即:

$$t_a = t_1 + t_2 + t_3$$

$$= \frac{V_1 + V_2 + V_3}{cQ} \quad (1-2-10)$$

$$V = \frac{12h}{t_a} \quad (1-2-11)$$

式中 t_a ——新水平准备的总时间,月;

t_1, t_2, t_3 ——分别为掘斜沟、开段沟、扩帮所需的时间,月;

V_1, V_2, V_3 ——分别为斜掘沟、开段沟、扩帮的工程量, m^3 ;

V ——矿山工程延深速度, m/a ;

h ——阶段高度, m ;

c ——挖掘机效率降低系数;

汽车运输时,一般 $c = 0.95 \sim 0.85$;

铁路运输时,一般 $c = 0.8 \sim 0.6$;

Q ——挖掘机每月效率, m^3 。

新水平准备工程,由于工作空间限制,一般只布置一台挖掘机。新水平准备工程见图1-2-4。

有条件时, t_a 可通过编制新水平准备进度计划确定。编制新水平准备进度计划所需的资料有:

- (1) 阶段水平分层地质平面图;
- (2) 各阶段的矿岩量;
- (3) 露天采场最终境界图;
- (4) 采用的开拓运输方式。开采推进方向;
- (5) 斜沟和开段沟的掘沟速度。

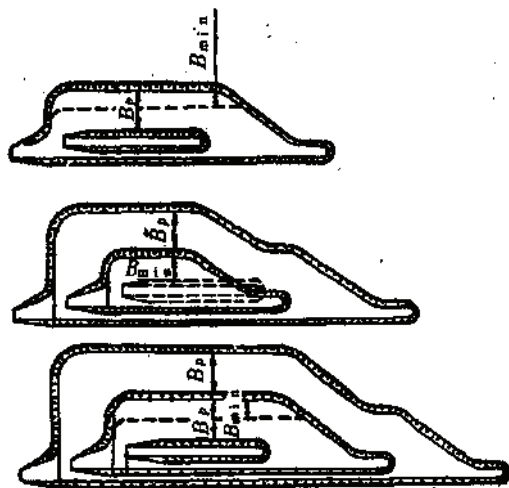


图 1-2-4 新水平准备工程示意图

B_p ——工作平台宽度; B_{min} ——扩帮宽度

新水平准备工程进度计划编制实例:

(1) 铁路固定干线开拓,新水平准备工程进度计划编制。铁路线路坡度30%, 80t电机车运输, $4m^3$ 挖掘机装载。编制结果见图1-2-5和表1-2-4。由上述图表可知,新水平准备工程完成一个循环需16个月。矿山工程延深速度为9.0m/a。

(2) 公路固定干线开拓新水平准备工程进度计划的编制。线路坡度8~10%, 10t汽车运输, 3~4 m^3 挖掘机装载。编制结果见图1-2-6和表1-2-5。由上述图表可知,新水平准备工程完成一个循环需11.3个月,矿山工程延深速度为12.7m/a。

(3) 公路移动线路开拓新水平准备工程进度计划的编制。线路坡度8%, 68t汽车运输, 7.6 m^3 挖掘机装载。开段沟沿矿体上盘开挖,掘至400m后开始向顶盘扩帮。新水平准备结果见图1-2-7, 图1-2-8和表1-2-6。由上述图表可知,新水平准备工程完成一个循环需7.6个月,矿山工程延深速度为19m/a。

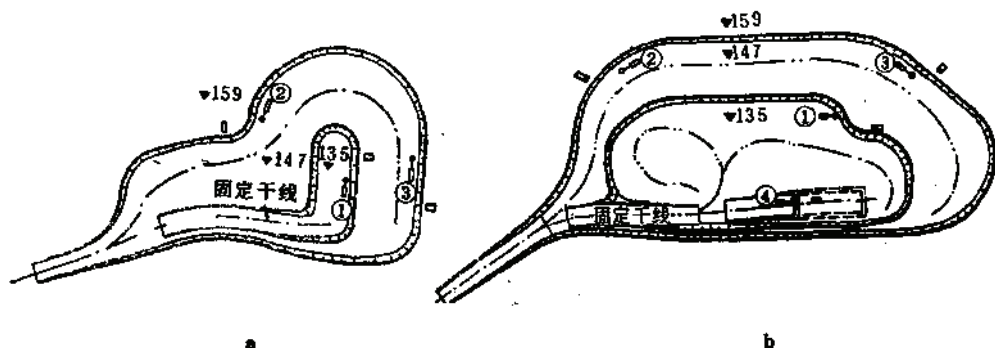


图 1-2-6 公路固定干线新水平准备工程

a—准备工程第1.5个月时状态

b—准备工程第11.5个月时状态

①、②、③—挖掘机编号

公路固定干线新水平准备工程进度计划表

表 1-2-5

工程项目	规格 (m)		工程量 (万m³)	进度 (月)	完成 时间 (月)	挖掘 机号	工程进度 (月)												
	长	宽					1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
135m 水平							新水平准备结束11.3个月												
斜 沟	150	20	2.1	4.0	0.6	1													
平 沟	30	20	0.85	4.5	0.2	1													
横 沟	80	30	3.2	4.5	0.8	1													
右部扩帮	—	—	12.2	4.8	2.1	1													
左部扩帮	—	—	44.2	4.8	7.7	1													
123m 水平																			
斜 沟	150	20	2.1	4.0	0.6	4													
平 沟	30	20	0.85	4.5	0.2	4													
横 沟	80	30	3.2	4.5	0.8	4													

(1) 数值指1号挖掘在11.2月以前的工作量

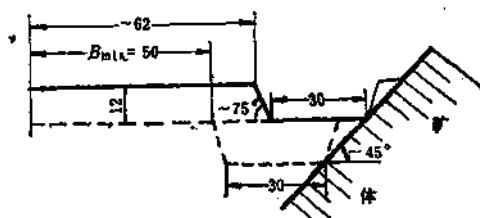


图 1-2-7 新水平准备工程剖面示意图

 $B_{\min}$ —最小工作平台宽度

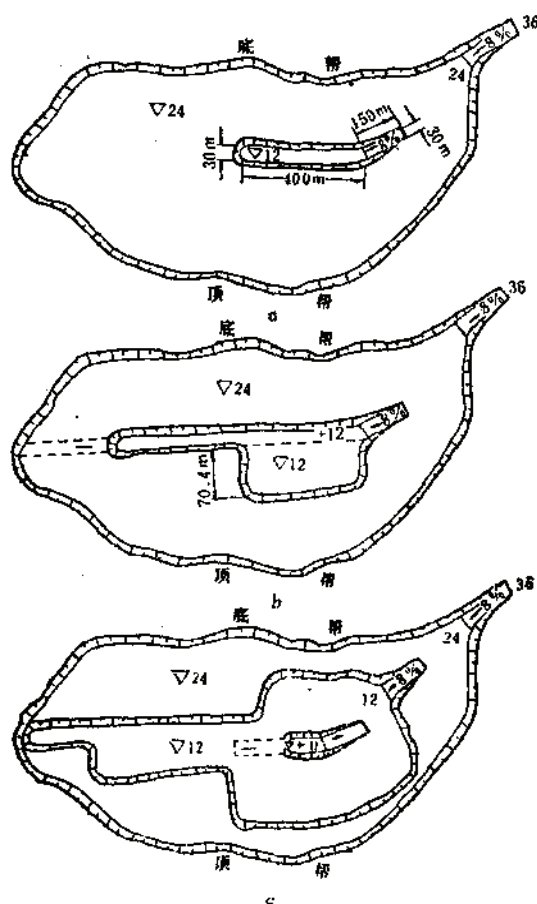


图 1-2-8 移动公路开拓新水平准备工程

- a—142m水平准备第2个月时状态;
b—142m水平准备第7.6个月时状态(准备完毕);
c—130m水平第1个月时状态

(4) 平峒溜井开拓(溜井在采场内)新水平准备工程进度计划的编制。溜井直径4m, 6~10t汽车运输, 2m³挖掘机装载。编制结果见图1-2-9和表1-2-7。从上述图表可知, 新水平准备工程完成一个循环需15个月, 矿山工程延深速度为12m/a。

2.3 按经济效益确定合理的矿山生产能力

按矿山经济效益确定合理的生产能力, 是在按开采技术条件确定的可能达到的生产能力的基礎上, 选择几个建设规模方案, 分别计算各个方案的投资收益率, 进行综合的技术经济比较、分析后确定。

衡量矿山建设规模的经济效益的主要指标是投资收益率。一般情况下, 一个经济上合理的建设规模, 应该是投资收益率高、建设快、达产时间短和产量持续稳定。

经济合理服务年限见本篇“绪论”。

移动公路开拓新水平准备工程进度计划表

表 1-2-6

工 程 项 目	规 格		工程 量 (万m ³)	进 度 指 标 (万m ³ 月)	完 成 时 间 (月)	工 程 进 度																							
	(m)	度				第 一 年												第 二 年											
						1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
142m水平																													
出入沟	150	30	2.84	8.5	0.33	0.3																							
开段沟	400	30	15.95	9.5	1.7	1.7	5.0																						
顶帮扩帮	600	70.4	56.0	10.0	5.6																								
130m水平																													
出入沟	150	30	2.84	8.5	0.33																								
开段沟	400	30	15.95	9.5	1.7																								
顶帮扩帮	600	70.4	56.0	10.0	5.6																								

开段沟全长1600m, 工程量63.7万m³, 工期6.7个月
扩帮量148.44万m³
工期14.8个月

7.6个月
19m/年

平峒溜井开拓新水平准备工程进度计划表

表 1-2-7

工程项目	规格 (m)		工程量 万m³	进度指标 万m³/月	完成 时间	电 号	工 程 进 度 (月)																	
	长	宽					1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
2430 水平																								
斜 沟	150	—	3.3	—	100	1.5	1																	
平掘下三角	150	—	3.3	—	100	1.5	1																	
出 入 沟	100	—	0.45	—	300	0.4	1																	
右 部 扩 帮	—	—	7.6	2.0	—	3.8	1																	
左 部 扩 帮	—	—	6.7	2.0	—	3.4	1																	
中 部 扩 帮	—	—	11.22	2.0	—	5.6	1 2																	
刷大溜井口	—	—	0.96	—	—	0.5	—																	
2415 水平																								
斜 沟	—	—	3.3	—	—	1.5	2																	
平掘下三角	—	—	3.3	—	—	1.5	2																	

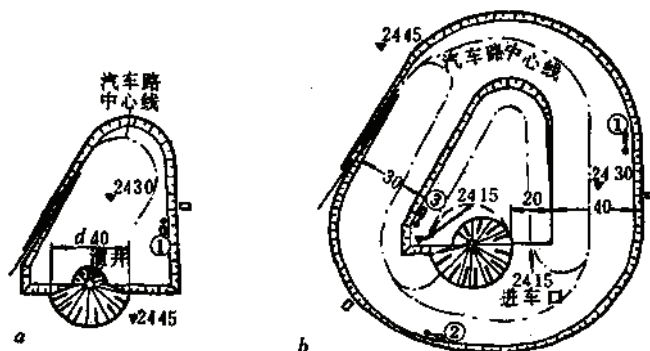


图 1-2-9 平峒溜井开拓新水平准备工程

a—准备工程第3个月时状态 b—第16.5个月时状态

实例：平川铁矿为一山坡露天矿。可行性研究中对三个建设规模方案进行了综合技术经济比较。比较结果见表1-2-8。

平川铁矿建设规模技术经济比较

表 1-2-8

项 目	I 方 案	II 方 案	III 方 案
建设规模(t/a)	60万	80万	100万
基建投资(万元)	6065	6690	7081
达产时间(第×年)	5	5	8
开采年限(年)	38	29	25
其中稳产年数	36	25	16
净现值(万元) $i=8\%$	1993.61	2316.13	3850.12
$i=10\%$	207.07	489.49	1694.08
投资收益率(%)	8.8	9.78	11.13
设备总重量(t)	2296	3002	3393
安装总容量(kW)	7753	9806	10859

表1-2-8比较结果表明，方案Ⅲ的经济效益最佳，其净现值和投资收益率较高。但从全面的技术经济分析，100万t规模开采年限25年，其中稳产年数16年，仅为矿山开采年限的一半左右。而80万t规模（Ⅱ方案）稳产时间较长，投资收益率高于Ⅰ方案。从技术布置和矿床赋存条件看，Ⅲ方案的生产规模较Ⅱ方案稳妥可靠。故设计推荐Ⅲ方案。

2.4 采掘进度计划的编制

2.4.1 编制采掘进度计划的目的和基本要求

采掘进度计划对矿山建设和均衡生产具有指导作用。编制采掘进度计划的目的是进一步验证和落实矿石生产能力，并确定均衡的生产剥采比和矿岩生产能力，以保证用户对矿石数量和质量的要求。对生产多品种矿石的矿山，如用户有特殊要求，应采取分采分运措施，落实各矿石品种的数量和质量。同时，在此基础上，确定矿山基建工程量及矿山投产和达产时间，确定穿孔和装载设备数量。一般以设计计算年的产量作为计算主要采装运设备数量，以及材料、人员、生产成本等的依据。

编制采掘进度计划的要求：一是尽量均衡生产剥采比，特别是降低前中期的生产剥采比。二是尽量缩短达产时间。

2.4.2 编制采掘进度计划所需的基础资料

所需基础资料包括：

- (1) 露天开采境界内各分层（按段高划分）的矿岩量和矿石质量；
- (2) 开拓运输系统和采场内运输方式；
- (3) 采掘设备效率；
- (4) 开采顺序和采剥方法要素，如最小工作平台宽度，采矿工作推进方向，挖掘机工作线长度，陡工作帮构成要素等；
- (6) 矿石开采的损失率和废石混入率；

(7) 改建或扩建矿山的开采现状图。

2.4.3 确定合理的开采顺序

编制进度计划之前,要认真研究并确定合理的开采顺序,包括首采地段的选择和新水平降深方式,以及确定矿山工程推进方向。

选择开采顺序时,一般力求做到:

- (1) 矿山基建工程量和初期生产剥采比最小;
- (2) 投产快,达产时间短;
- (3) 矿石开采的损失率和废石混入率小;
- (4) 生产剥采比能比较均衡地发展。

2.4.3.1 首采地段的选择

首采地段应选择在矿体厚度较大、矿石品位高、覆盖层薄、基建剥离量小和开采技术条件好的部位,以减少基建工程量,缩短投产和达产时间,提高矿山初期经济效益。

例1 太和铁矿,矿体走向长约3000m,含矿带平均厚度400~800m。露天采矿场最高标高为1998m,最低标高为1380m,采场封闭圈标高为1566m。采场内有南北两个孤立山头,标高分别为1998m和1890m,中间为山谷。山头部分主要是剥离物。1979年完成的可行性研究,首先选择矿体比较厚大,矿量比较集中的北山头采场中部为首采地段。然后向北和向南山头逐步扩展。基建剥离量为2510万t,基建时间为2.5年,基建开始后的第7年达产。与原设计从两个山头最高标高同时基建,同时下降的开采顺序比较,基建剥离量降低42%,提前7年达产。

例2 行洛坑钨矿,矿山侵蚀基准面为676m。676m以上矿体被山谷自然分为南北两部分。南山地形较陡,矿石量少,剥离量大。但矿石品位高。北山地形较缓,矿石量较多,剥离量小,但矿石品位较低。设计考虑了南山、北山和中部3个首采地段方案。中部山谷方案虽然见矿早,但前期风化矿石较多,品位低,基建剥离量减少不显著。设计放弃了这个方案。仅对南山、北山两个方案进行技术经济比较。

南山方案。首先开采南山矿体,再向北山扩展。优点是前期开采的矿石品位高,风化矿石可分期均衡采出。缺点是基建剥离量大。

北山方案。首先开采北山矿体再向南山扩展。优点是基建剥离量小,风化矿石可分期采出。缺点是前期出矿品位低。

两方案均为陡帮开采。工作帮坡角 $21^{\circ}\sim 24^{\circ}$ 。比较结果见表1-2-9。

行洛坑钨矿首采地段方案比较

表 1-2-9

项 目	南 山 方 案		北 山 方 案	
	基 建	生产(第1~6年)	基 建	生产(第1~6年)
基建剥离量(万 m^3)	267.0万		85.0万	
其中副产矿(t)	21.0万		20.0万	
年采剥总量(m^3/a)		118.0万~120.0万		74.0万~88.0万
采出矿石量(t/a)		94万~128万		92万~124万
其中送选厂		82.6万		82.6万
堆 存		11.5万~45.5万		9.5万~41.5万
采出矿石品位($WO_2\%$)		0.245~0.277		0.195~0.228
生产剥采比(m^3/m^3)		1.06~1.9		0.95~1.32
同时工作的挖掘机数(台)	3	3	2	2
投资偿还期(年)		5		7

从表1-2-9比较结果知,虽然北山方案的基建剥离量和生产剥采比均比南山方案小,但由于采出矿石品位低,投资偿还期长,因此设计选择南山方案作为首采地段。生产至第7年以后,由于南山剥离量下降,北山开始剥离。

例3 司家营铁矿。露天开采境界长约4000m,采场最高标高75m。设计选择N26线至N30线为基建和首采地段。此地段地面标高20~30m,覆盖层较薄,矿体较厚,基建剥离后暴露的矿石量较多,并且原生矿埋藏较浅,有利于与氧化矿配矿。设计的基建工程量为11360万t,初期生产剥采比小。与从采场最高部位下降的开采顺序比较,矿山基建工程量减少6000万t,约降低30%。

2.4.3.2 新水平降深方式选择

新水平的降深方式要结合开拓运输系统考虑。开采山坡露天矿时,一般根据矿体倾向和地形条件,按划分的阶段标高沿地形开段沟,沿矿体走向布置工作线,垂直走向单侧推进。

开采深凹露天矿时,选择降深方式比较复杂,特别是采场内有几个孤立矿体时,一般应通过技术经济比较来确定开沟位置。下面介绍我国露天矿常用的新水平降深方式。

(1) 沿矿体下盘固定境界降深,沿走向布置工作线,垂直走向单侧推进(图1-2-10)。设计的运输干线设在下盘固定帮时,采用该降深方式。工作面由矿体下盘向上盘推进,矿石损失率和废石混入率大。

(2) 沿矿体下盘(或上盘)降深,沿走向布置双侧工作线,垂直走向双侧推进(图1-2-11)。其优点是见矿快,有利于调节矿石产量。缺点是采场内运输干线常处于移动状态,影响运输能力。设置移动干线的地段,水平推进速度慢,采装设备效率低。采用铁路运输时,缺点更为突出(如大孤山铁矿)。采用汽车运输时,由于汽车运输的灵活性,采用这种降深方式较为有利(如南芬铁矿)。

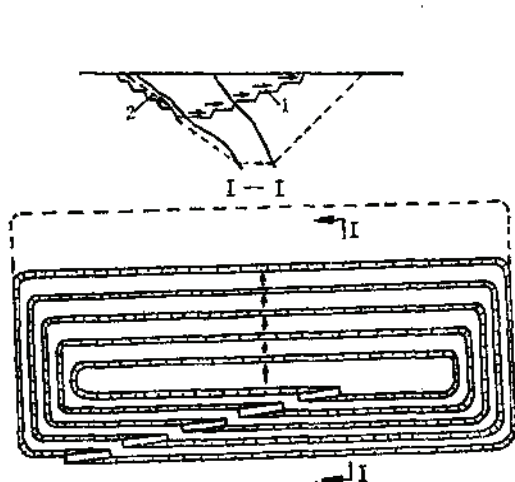


图 1-2-10 沿下盘固定帮降深
1—水平推进方向; 2—降深方向

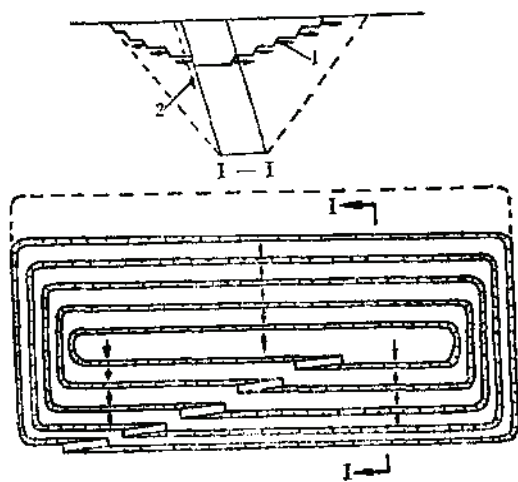


图 1-2-11 沿矿体下盘降深
1—水平推进方向; 2—降深方向

(3) 沿采场端帮降深,垂直走向单侧布置工作线,平行走向推进(图1-2-12)。总出入沟位于采场端部,汽车运输时,采用这种降深方式有利。由于工作线垂直矿体走向布置,对矿石产量的调节潜力较大(如海南铁矿)。

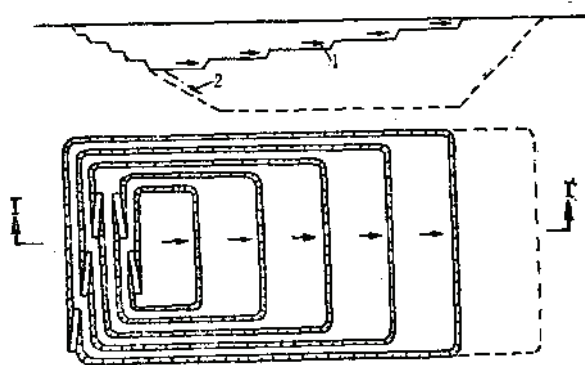


图 1-2-12 沿采场端部降深
1—水平推进方向；2—降深方向

(4) 采场内垂直矿体走向开沟，垂直降深，垂直走向双侧布置工作线，沿走向双侧推进（图1-2-13）。该方式调节矿石产量的潜力较大，但采场内移动线路多。适用于汽车运输的矿山。

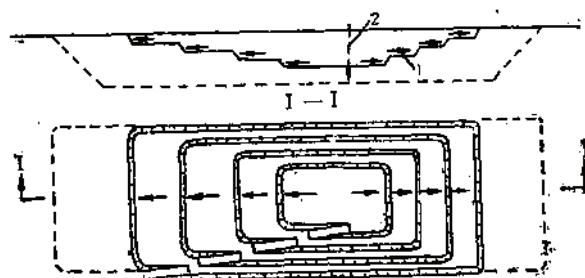


图 1-2-13 垂直矿体走向降深
1—水平推进方向；2—降深方向

(5) 沿采场端部降深，多向布置工作线，扩展式多向推进（图1-2-14）。

(6) 沿采场周界螺旋式降深，多方向布置工作线，非均衡推进（图1-2-15）。该方式适用于采场近似圆形的露天矿，如弓长岭独木露天采场。

2.4.4 均衡生产剥采比

生产剥采比是露天矿设计和生产的重要指标。在编制采掘进度计划前，应分析露天采矿场内各个开采时期的矿岩量分布情况，结合开采顺序的选择，对生产剥采比进行均衡，尽量避免过早地出现剥离洪峰，力求各期间的生产剥采比稳定发展。

2.4.4.1 均衡生产剥采比的原则

(1) 开采年限较长的大中型露天矿，按一期均衡在开采技术上有困难时，可分几期均衡。每期时间一般5~10年或更长些。小型矿山以一次均衡为宜；

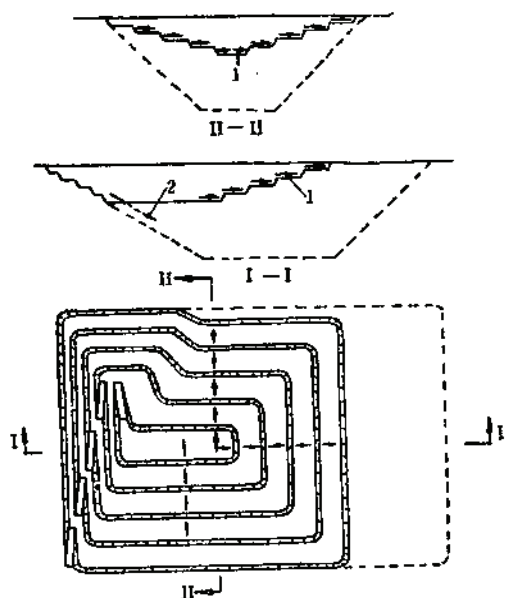


图 1-2-14 沿采场端部降深
1—水平推进方向；2—降深方向

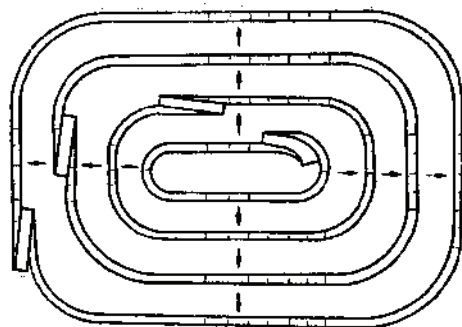


图 1-2-15 螺旋式降深

(2) 露天矿发展时期，每期生产剥采比的差值不宜过大，一般以不增加或少增加主要装设备为原则；

(3) 均衡的生产剥采比，在矿山发展时期，一般第一期小些，以后各期逐渐增大，中间不宜降低；

(4) 尽量缩短矿山从投产到达产的时间。可根据采剥工作面增加情况，适当提高生产剥采比。但此期间增加的设备数量不应超过达产后需要的设备数量。

2.4.4.2 均衡生产剥采比的方法

1. 缓帮开采的经验均衡法

一般按经验公式计算生产剥采比：

$$n_s = \frac{\Sigma V}{\Sigma P} \quad (1-2-12)$$

式中 n_s ——生产剥采比，t/t或m³/m³；

ΣV ——最大几个分层的总剥离量；

ΣP ——最大几个分层的总矿石量（分层数与同时工作的阶段数同）。

上式适用于缓帮开采（工作帮坡角8°~15°）或生产剥采比均衡范围很小的矿山。

几个矿山缓帮开采设计的生产剥采比 n_s 与平均剥采比 n_c 的关系见表1-2-10。

2. 用陡帮开采法均衡生产剥采比

用陡帮开采法均衡生产剥采比的实质，是以不同工作帮坡角调整各开采时期的剥离量，以达到降低和均衡生产剥采比的目的。工作帮坡角可以在16°~35°范围内调整。

陡帮开采法一般将采场分为剥岩区和采矿区。采矿区通常集中在采场下部，相邻阶段

n_s 与 n_c 的关系

表 1-2-10

矿 山 名 称	$n_s(t/t)$	$n_c(t/t)$	n_s/n_c	设计时间
海南铁矿	2.4~2.8	1.72	1.45	1963年
朱家包铁矿	3.3	2.3	1.43	1966年
眼前山铁矿	2.71	1.66	1.63	
大孤山铁矿	4.75	2.29	2.07	
南芬铁矿(一期)	2.57	1.59	1.29	
凤凰山铁矿	3.24	1.96	1.7	
金川镍矿	5.5	2.7	2.03	

同时以宽工作平台进行采矿。剥岩区则在采场上部,采用陡工作帮作业,实行阶段轮流开采。在剥岩帮上,除了正在作业的阶段留较宽的工作平台外,其余暂不作业的阶段只留较窄的安全平台。

陡帮开采一般用于剥岩区的开采。陡帮开采有两种方式:一是组合阶段式开采,一是倾斜条带式开采。陡帮开采的工艺参数见本篇第四章。

部分露天矿陡帮开采的生产剥采比(n_s)和平均剥采比(n_c)的关系见表1-2-11。

陡帮开采生产剥采比(n_s)和平均剥采比(n_c)关系

表 1-2-11

矿山名称	$n_s(t/t)$	$n_c(t/t)$	n_s/n_c	备 注
司家营铁矿(国外设计)	3.95	3.89	1.02	前20年 $n_s = 3.5 \sim 4.01$
德兴铜矿(国外设计)	1~1.93	1.42	0.83~1.36	前15年 $n_s = 1$, 15年后 $n_s = 1.93$
浏阳铁矿	1.98m ³ /t	1.7m ³ /t	1.16	n_s 为1972~1981年资料
弓长岭独木采场	1.85	1.55	1.19	n_s 为1979~1982年资料
南芬铁矿	4.8	3.32	1.42	二期开采设计值
海南铁矿	2.2~2.4	2.11	1.04~1.14	300~156m标高设计值
西雅里塔铜矿(美国)	初期 1.6 目前 1.3	1.53	1.05~0.85	
双峰铜矿(美国)	初期 4.0	4.5	0.9	

3. 用分期开采均衡生产剥采比

对矿石储量大、矿体延深大、开采年限长的倾斜和急倾斜矿床,应考虑分期开采。分期开采的实质是以推迟剥离量的方式来均衡生产剥采比,降低初期生产剥采比和减少基建工程量,以提高矿山开采初期的经济效益。

分期开采按其过渡形式有缓帮过渡和陡帮过渡两种形式。

1) 分期开采缓帮过渡

分期开采缓帮过渡是指整个露天矿开采(包括一、二期和过渡期开采)均采用缓工作帮开采,其剥离量(或生产剥采比)发展情况见图1-2-16。

采用分期开采缓帮过渡时,一期开采达到了降低生产剥采比的效果。但过渡期较长,生产剥采比较大(即剥离洪峰期),生产工艺布置较复杂。这涉及到一期境界临时非工作帮的帮坡角、一期开采年限、开始过渡时间的安排以及过渡期时间长短等因素。这些因素直接影响过渡期的剥岩量和剥采比的增值,以及过渡期采剥作业的难易程度。如果考虑不周,可能造成减产过渡,甚至停产过渡。

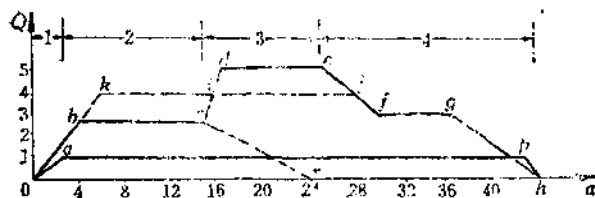


图 1-2-16 分期开采缓帮过渡剥离量发展情况

1—基建期；2—第一期；3—过渡期；4—第二期；*obcdefgh*—分期过渡开采全部剥离量发展曲线；*obcr*——一期剥离量发展曲线；*idej*——一期推迟的剥离量（即剥离高峰期）；*oapgh*——矿石量发展曲线

上述因素是互相联系的。但由于各矿山的矿体埋藏条件和开采技术条件不同，用数学分析法直接解决上述问题尚有一定困难。目前矿山设计中一般采用方案法解决，即结合具体条件和要求，结合矿床开拓运输方式和生产工艺系统，拟定几个可行的方案，进行综合技术经济比较后选定。

2) 分期开采陡帮过渡

分期开采陡帮过渡是指一期用缓工作帮开采，过渡期和二期使用陡工作帮开采。其特点是过渡期短，不会出现明显的剥离高峰，生产剥采比较均衡。根据经验，由一期缓工作帮开采过渡到陡工作帮开采，过渡期一般为5~6年。已采用分期开采（一期用缓工作帮开采）的露天矿，采用陡帮过渡较为有利。

3) 实例

例1：桦子峪铁矿，原设计采用分期开采。由一期到二期开采，采用缓帮过渡时，过渡期需6~7年，剥离洪峰值达5.1t/t，一般3.6t/t。改用陡帮过渡后，前十年平均生产剥采比为1.75t/t，第二个十年为2.6t/t，第三个十年为2.33t/t，有效地均衡了生产剥采比。

例2：南芬铁矿，为一特大型露天矿，采用分期开采。一、二期开采境界内的平均剥采比为2.89t/t。第一期开采境界底部标高为190m，平均剥采比1.99t/t，生产剥采比2.7~3.0t/t（平均2.8t/t）。二期开采境界底部标高为-2m，平均剥采比为3.38t/t。目前正处在由一期向二期准备过渡时期。设计考虑了缓帮过渡和陡帮过渡两个方案。

缓帮过渡方案：过渡期总扩帮量为69300万t，加上过渡期一期境界内的正常采剥矿岩量，生产剥采比平均为5.4t/t。过渡期的扩帮总时间为13年（1987~2004年）。第19年转入二期正常采剥作业，生产剥采比由5.2t/t逐渐下降为0.4t/t。过渡扩帮下降速度为22~36m/a，采场平均下降速度为8.7m/a。

陡帮过渡方案：从一期缓帮开采过渡到陡帮开采的工作状态需6年时间。过渡期间，前4年生产剥采比由2.77t/t增至2.89t/t，后2年增至4.4t/t。陡工作帮形成后，即采用连续分期陡帮开采。二期境界共分9期（图1-2-19），每分期开采时间一般3~4年。第Ⅱ分期末（1997年）达到二期设计规模。各期生产剥采比发展情况为：第Ⅰ、Ⅱ分期由4.4t/t增至4.8t/t，第Ⅲ~Ⅳ分期（共15年）以4.8t/t均衡生产，第Ⅴ分期以后，由4.3t/t逐渐下降至0.16t/t。

经过综合技术经济比较后，设计确定采用陡帮过渡方案。

2.4.5 编制采掘进度计划的方法和要求

(1) 编制采掘进度计划以采掘设备能力为计算单元。把每个工作水平上采剥设备配置和调动情况，以及矿山工程在采场内的发展情况（时间和空间）用图表表示出来。在任一时间内矿山工程的发展都要满足空间发展的要求。如挖掘机的布置要有合理的工作线长

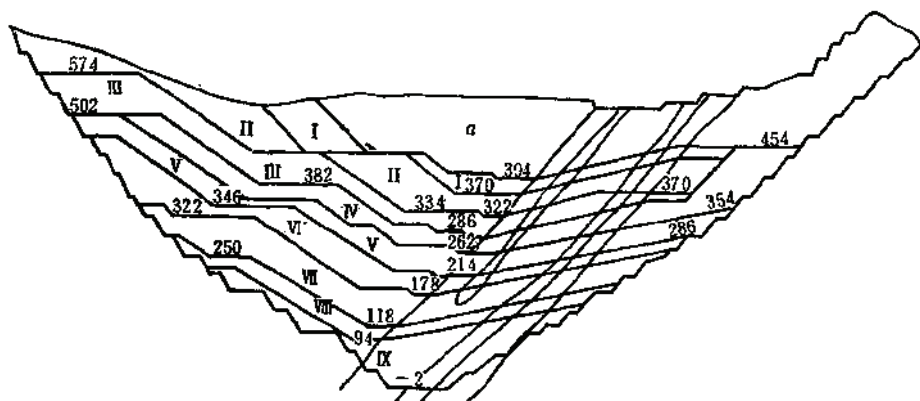


图 1-2-17 连续分期阶梯开采剖面图

a——一期阶梯开采区；I~IX——连续分期数

度；上下水平推进要有必要的合理的超前关系；贮备矿量保有期要符合规定；工作面线路和采装运输设备要合理配置。

(2) 采装设备布置要合理，主要采掘设备不允许有闲置的现象。设备数量要根据采剥工作面增加情况和产量发展情况，逐年增加。大型设备调动不宜过于频繁。

(3) 要及时开拓新水平，上水平的推进要保证下水平的延深。

(4) 生产剥采比要稳定发展，避免跳跃式变化。

(5) 分期开采的矿山，应保证各期产量和采掘工程的衔接。

采掘进度计划编制的年限，根据各矿山的具体情况而定，一般至少应安排到计算年后3~5年。分层矿岩量变化大、开采技术条件复杂的矿山，安排的年限应更长些。

编制采掘进度计划时，要把各分层的年度矿岩采剥量和年末采剥进度线标在分层地质图上。上下水平的年末进度线要随时互相对照校核和修正，以保证上下水平的超前关系。

编制采掘进度计划应提交的设计文件有：进度计划图表，基建终了平面图，开采年末图；产量发展曲线；进度计划说明书等。

2.5 用电子计算机编制露天矿采掘进度计划

2.5.1 概 述

露天矿采掘进度计划的编制是露天矿设计和生产的一个重要环节。用电子计算机编制露天矿采掘进度计划的方法，基本可分为四种。

2.5.1.1 模拟法

这种方法的出发点是根据矿山在整个生产时期人员，设备数量基本稳定的特征，通过大幅度地调整剥采比，在保证完成矿石生产量的前提下，尽可能地使矿山的基建工程量和废石剥离量最小。它的目标函数是：

$$\left\langle \left| \frac{yR_t + BR_t}{yQ_t + BQ_t} - f(T) \right| \right\rangle = \min \quad (1-2-13)$$

式中 yR_i ——从开始至 i 时期内的废石量;
 BR_i —— i 阶段上块段中的废石量;
 yQ_i ——从开始至 i 时期内的矿石量;
 BQ_i —— i 阶段上块段中的矿石量;
 $f(T)$ ——随时间(T)变化的生产剥采比。

约束条件:

- (1) 各个时期用户要求的供给矿量;
- (2) 各个时期可供选择的设备类型;
- (3) 最小工作线长度和最小工作平台宽度;
- (4) 每个阶段上允许的采掘设备数量;
- (5) 露天采场允许的最大工作帮坡角;
- (6) 运输设备对采场道路技术要求;
- (7) 各时期露天采矿允许同时工作阶段数;
- (8) 采矿工作面推进方向;
- (9) 新水平开沟方式和条件。

用该方式编制的生产进度计划,可以输出:

- (1) 该时期整个露天矿范围内采出的矿石量和废石量;
- (2) 该时期各水平分层采出的废石和矿石量;
- (3) 该时期生产剥采比;
- (4) 各水平年末开采界限和典型横剖面图或纵剖面图。

2.5.1.2 大系统线性规划方法

该方法是美国T.B.Johnson教授提出的。它以三维方块模型为基础,该模型把采矿、选矿、冶炼诸环节统一在一起按大系统来考虑,在此系统的能力允许的条件下,建立单周期与多周期露天矿的生产进度计划,使其盈利最大。由于在露天矿开采范围内的矿岩块段又含有众多的约束因素,因此就会有几万至十万、百万的变量及线性方程式。为了解这么大的问题,Johnson教授提出了分解处理的方法,将大系统中的各种能力及品位控制等约束作为主规划,而将开采顺序和帮坡角等约束作为几何约束,按次规划考虑。计算中使用网路流程论并吸取莱奇—格罗斯曼的图论方法来求解次规划,最终获得主规划的优化解。该法要求占用的计算机存储空间较大。

2.5.1.3 图论及网络流法

该方法是1965年由莱奇—格罗斯曼(Lerchs-Grossman)提出的一种三维图论方法,被用来确定最优境界。1969年李卜克威奇和波格曼(Lipkewich和Borgmin)在理论上用它实现了计算机化,在大系统线性规划方法中用来求解属于几何约束的次规划问题。当时的求解还限制在不变边帮的约束之下。1976年由陈岱(Tai Chen)实现了可变边帮的三维露天矿优化设计,其中已有用于进度计划编制的基础内容。但由于其数学理论较深,因而只应用于少数矿山公司。

2.5.1.4 正向动态规划法

该方法的主要思路是依据贝尔曼(Bellman)的最优化原理,结合我国露天矿生产现状及发展的需要,在完成国家计划规定的矿石年产量的同时,使企业获得最大的经济效益。

益。在此目标下,按矿山开采工艺的几何约束和矿山生产能力的资源约束条件,以常规露天采矿流程的年度为单位,以单周期寻优方法来进行总目标的优化设计。这种方法既不象大系统线性规划法需占用计算机大量的存贮空间,又不象图论和网络流法有众多繁琐的数学公式。其原理简明扼要,易为采矿工程师和计划人员接受。

我国有关科研、设计、大专院校等单位研究成功的用于编制露天矿采掘进度计划的电子计算机程序,见表1-2-12。

部分编制露天矿采掘进度计划电算程序 表 1-2-12

程序名称	使用语言	主要功能	计算实例	编制单位及日期
用电子计算机编制露天矿采掘进度计划	ALGOL-60	1.可用于深凹露天矿和山坡露天矿; 2.适用于缓帮开采和陡帮开采; 3.各水平开拓位置可调节	太和铁矿、司家营铁矿	长沙黑色冶金矿山设计研究院 湘潭大学1981年11月
N-BEST 综合动态规划法	FORTRAN-70	1.可明确年开采区域位置及出矿品位控制; 2.为编制短期计划提供基础资料	金地城铝矿 德兴铜矿	北京有色冶金设计研究总院 清华大学1981年12月
动态优化法	FORTRAN-4	1.可灵活地把技术上的可能和经济上的合理性结合起来; 2.适用于多种形式的开拓运输和开采方式; 3.可随时调整计划	大冶铁矿	西安冶金建筑学院 大冶铁矿1984年10月
线性规划法			吉山铁矿	马鞍山矿山研究院 1984年12月

2.5.2 正向动态规划原理

动态规划方法是一种分析多阶段决策过程的方法。该方法的核心就是贝尔曼(Bellmen)的最优化原理。利用最优化原理,可以把一个多阶段决策过程看成一个连续的递推过程。过程任一阶段以前的历程只能通过该阶段当前的状态去影响它以后过程的发展,而当前的状态就是以后过程的初始状态。正是由于这一点,使我们能够从过程的终点开始逐级向回递推直到始点,以致求出全部过程的最优化结果和最优状态轨线。这个方法就是通常所讲的反向动态规划方法。

在应用动态规划方法求解时,由于大多数多阶段决策问题都有一个既定的终端目标状态点,所以,反向动态规划法得到了广泛的应用。然而,国民经济的实践活动中也有这么一类多阶段决策问题,它们有一个固定的初始状态,却没有一个固定的终端状态。或者说任何一个初始状态都会产生不同的终端状态。矿山生产的分阶段采掘进度计划问题,尽管开采的最终境界是限定的,但在确保总目标值最优的情况下,最后一个阶段的最后一个块段在哪儿开采是无法预先定的。很明显,在这种情况下,反向动态规划的应用就碰到了很大的困难。因而产生了一种从始端开始,逐级向前推进的正向动态规划法。

正向动态规划模型的数学描述如下:

· 设 K 为阶段变量, $K = 0, 1, 2, \dots, M$ 。

$Z(K)$ 为第 K 阶段的状态变量,且

$x(K) \in X(K)$

$X(K)$ 为 K 阶段状态集合空间。

$u(K)$ 为 K 阶段相应于状态量 $x(K)$ 的决策量。

$u(K) \in U(x(K))$

$U(x(K))$ 为 K 阶段的允许决策空间。

从始点到 K 阶段的前部子过程的目标函数则为:

$$I'(x, K) = 0, \{f[g^{-1}(x(K), u(K-1), K-1), u(K-1), K-1] + I'[g^{-1}(x(K), u(K-1), K-1), K-1]\} \quad (1-2-14)$$

$$\text{其中 } G[g^{-1}(x(K), u(K-1), K-1), u(K-1), K-1] = x(K) \quad (1-2-15)$$

为状态转移方程, g^{-1} 是函数 G 的反函数。

式中 $f[g^{-1}(x(K), u(K-1), K-1), u(K-1), K-1]$ 为 K 阶段的指数函数, 通常情况下有:

$$I'(x, 0) = 0$$

为初始边界条件。

式(1-2-14), (1-2-15)构成了正向动态规划的基本方程式, 其中(1-2-14)式可用如下结构示意如下:

$$\begin{array}{c} I'(x, K) \\ \hline f[g^{-1}(x(K), u(K-1), K-1), u(K-1), K-1] \\ \hline I[g^{-1}(x(K), u(K), K-1), K-1] \\ \hline \begin{array}{ccccccc} 0 & 1 & 2 & K-1 & K & M-1 & M \end{array} \end{array}$$

为了清楚地了解正向动态规划的迭代过程, 可以用下面最小成本问题的例子来说明,

$$\text{设: } J = \min \sum_{K=0}^2 L(x(K), u(K), K)$$

其中函数 $L(x(K), u(K), K)$, $K=0, 1, 2$ 被给定为:

$$L(x(0), u(0), 0) = x^2(0) + u^2(0)$$

$$L(x(1), u(1), 1) = x^2(1) + u^2(1)$$

$$L(x(2), u(2), 2) = x^2(2) + u^2(2)$$

系统的状态方程为:

$$x(K+1) = x(K) + u(K) \quad K=0, 1, 2$$

且初始状态为 $x(0)=1$ 初始成本函数为:

$$\begin{array}{ll} I'(x, 0) = 0 & x=1 \text{ 时} \\ = \infty & x \neq 1 \text{ 时} \end{array}$$

试利用正向动态规划递推方程找出从 $x(0)=1$ 开始的最优决策、最优轨线及相应的单阶段成本:

解:

以逆函数 $g^{-1}[x(K-1), u(K), K]$ 为

$g^{-1}[x(K+1), u(K), K] = x(K+1) - u(K)$ 作为第一步, 由下式:

$$I'(x, 1) = \min\{(x-u)^2 + u^2 + I'(x-u), 0\} \text{ 解得 } I'(x, 1), \text{ 显然, 容许的 } x-u$$

值是1, 因此我们得到:

$$\begin{aligned}\hat{U}'(x, 1) &= x - 1 \\ I'(x, 1) &= (x - 1)^2 + 1\end{aligned}$$

这里的 $U'(x, 1)$ 即为 $U(0)$ 。接着我们又从下式:

$$\begin{aligned}I'(x, 2) &= \min_u \{ (x - u)^2 + I'(x - u, 1) \} \\ &= \min_u \{ (x - u)^2 + (x - u - 1)^2 + 1 \}\end{aligned}$$

解得:

$$\begin{aligned}\hat{U}'(x, 2) &= x - \frac{1}{2} \\ I'(x, 2) &= 1.5\end{aligned}$$

最后从下式:

$$\begin{aligned}I'(x, 3) &= \min_u \{ (x - u)^2 + u^2 + I'(x - u, 2) \} \\ &= \min_u \{ (x - u)^2 + u^2 + 1.5 \}\end{aligned}$$

解得:

$$\begin{aligned}\hat{U}(x, 3) &= \frac{1}{2}x \\ I'(x, 3) &= 1.5 + \frac{1}{2}x^2\end{aligned}$$

显然, $I'(x, 3)$ 的最小值发生在 $x=0$, 即 $\hat{Z}(3)=0$, 相应地该阶段的初始决策 $\hat{Z}'(0, 3)=0$, 与 $\hat{U}'(x, 1)$ 等于 $\hat{U}(0)$ 相类似, 这里的 $\hat{U}'(0, 3)=\hat{U}(2)$ 。沿着最优轨线可找到下一点 $g^{-1}[\hat{x}(3), \hat{u}(2), 2]=0$, 而这个量就是 $\hat{x}(2)$ 。于是接着有 $\hat{Z}'(0, 2)=\frac{1}{2}=\hat{x}(1)$, 并且 $g^{-1}(0, -\frac{1}{2}, 1)=\frac{1}{2}=\hat{x}(1)$, 最终有 $\hat{Z}'(\frac{1}{2}, 1)=\frac{1}{2}=\hat{Z}(0)$,

且有 $g^{-1}(\frac{1}{2}, -\frac{1}{2}, 0)=1=\hat{x}(0)$ 。这些结果列在表1-2-13中:

成本计算结果

表 1-2-13

K	$\hat{x}(K)$	$\hat{u}(K)$	$L(\hat{x}(K), \hat{u}(K), K)$
0	1.000	-0.500	1.250
1	0.500	-0.500	0.250
2	0.000	0.000	0.000
3	0.000	—	—
总成本			1.500

表1-2-13就是利用正向动态规划法从 $x(0)=1$ 开始, 得到的最优决策序列、最优轨线

(1) 在以最小成本问题的多阶段决策过程为代表的模型中, 终端成本函数和终端约束的应用有着巨大的灵活性。特别是在计算完成之后终端成本能够附加, 并且能选择总成本最小的终端状态。而且在比较和确定附加各种不同的终端成本函数所引起的总效果时, 也不必象反向动态规划那样要对原过程进行重新计算。

(2) 正向动态规划的另一个特点是初始状态能够很容易地被约束到某一个有用要求的状态上去。而反向动态规划的最优轨线在初始时刻, 对于所有的可行状态都是固定的。

(3) 正向动态规划的缺点是不具有反馈控制的特点。一旦发生相对于最优轨线的偏移时, 就不容易建立新的最优轨线。

然而, 正向动态规划最适合于初始状态被规定, 最终状态可以灵活地被选择, 并在发生对原有最优轨线偏移后, 新的轨线仍然可以建立的那种场合。很明显, 露天矿生产进度计划的优化设计是可以归纳到满足上述条件的在线控制和调度应用问题之中去的。

正向动态规划法编制采掘进度计划框图见图1-2-18。

2.5.3 露天矿采掘进度计划的数学模型及约束条件

矿床的三维矿化模型是由浮动圆锥法或其他方法, 根据矿山开采工艺所允许的最大帮坡角和盈利最大的条件确定的。

数学模型的目标函数:

为了最大限度地减少资金流动, 以最高速率偿还投资, 使露天矿开发工程结束时获得的总盈利净现值最大, 系统的目标函数定为:

$$V_c = \max_{T=0} \frac{V_T}{(1+R)^T} \quad (1-2-16)$$

式中 V_c ——整个开采过程盈利净现值总和;

V_T ——第 K 个年度周期所获净价值总和;

R ——年利率 (依目前国家情况暂定, $R=0.08$);

T ——年度采掘周期变量。与前文中的 K 相同, $T=0$ 时, 表示预剥离周期。

根据式 (1-2-16) 的目标函数, 采掘进度计划要满足的系统约束有:

(1) 为了保证露天矿开采过程中的安全, 露天矿帮坡角必须限定在某一安全范围之内。这一约束条件的数学表达式为:

$$(|i'-i| Dx)^2 - (|j'-j| Dy)^2 \leq \left(\frac{|K'-K| Dz}{\tan \theta} \right)^2 \quad (1-2-17)$$

式中 θ ——允许的露天矿帮坡角;

(i', j', K') ——露天矿帮坡角上任一块段的中心座标;

(i, j, K) ——被检查的块段中心座标;

(Dx, Dy, Dz) ——单个矿岩块段三维尺寸。

(2) 露天矿作业中, 只有当上面的块段被采走后, 下面的那一块才可开采。

设 $K' < K$, 即块段 (i', j', K') 在块段 (i, j, K) 之上。因此本约束的表达式为:

$$0 \leq u(i, j, K) \leq u(i', j', K') \leq 1 \quad (1-2-18)$$

式中

$$u(i, j, K) = \begin{cases} 0 & \text{不采掘该块段} \\ 1 & \text{采掘该块段} \end{cases}$$

(3) 每个采掘周期能投入使用的挖掘机台班总数, 每个矿山都有一个上限和下限。其数学表达式为

$$\underline{S} \leq S(i, j, K) u(i, j, K) \leq \bar{S} \quad (1-2-19)$$

式中 $S(i, j, K)$ ——表示挖掘块段 (i, j, K) 所需的挖掘机台班数;

$u(i, j, K)$ ——同上;

$\bar{S}, \underline{S}$ ——分别表示每个开采周期所能提供的挖掘机台班的上下限。

(4) 考虑到冶炼能力和生产的需要, 每一采掘周期采掘的矿石总吨位有一个上限和下限。其数学表达式为:

$$\underline{t} \leq \sum t(i, j, K) u(i, j, K) \leq \bar{t} \quad (1-2-20)$$

式中 $t(i, j, K)$ ——表示块段 (i, j, K) 的吨位;

$u(i, j, K)$ ——同上;

$\bar{t}, \underline{t}$ ——分别为每一个采掘周期矿石总吨位的上下限。

考虑到选矿能力和生产需要, 每一个采掘周期的精矿量有一个最大限和最小限。其数学表达式为:

$$\underline{C} \leq \sum C(i, j, K) u(i, j, K) \leq \bar{C} \quad (1-2-21)$$

式中 $C(i, j, K)$ ——表示块段 (i, j, K) 所含的精矿量;

$\bar{C}, \underline{C}$ ——分别为每个采掘周期规定的精矿量总和的上下限。

该约束对我国目前生产情况尚可不考虑, 但程序中包括此功能对今后无疑是有益的。

(5) 保证挖掘机、汽车和其他设备在露天坑底部所需的最小工作面积不小于某一规定的指标。

(6) 每一采掘周期的作业阶段上要移出的矿石块段的最小数不应低于某一规定的指标, 以防止移动铲车到该层上去采掘少量的块段。

(7) 每一采掘周期, 每个阶段上残留的矿石块段不低于某一规定指标, 否则就全部开采, 目的也是避免再一次移动铲车到该层上去作业。

(8) 每一采掘周期最多的工作阶段数不超过某一规定值, 以避免一个采掘周期中铲车频繁的转移。

2.5.4 计算实例

金堆城钼矿第三期工程为例。

矿床模型提供的矿岩块段共 $30 \times 30 \times 28 = 26880$ 块。长1600m, 宽1500m, 深420m。

设计年产矿石量1000万t。

年提供的矿石挖掘机台班数为 $320 \times 2 = 660$ 个。

每年规定的精矿量折合价值总和的上限和下限分别为29680万元和7919万元。由于每个矿岩块段的挖掘机台班数和吨位数可作为常数, 即

$$S(i, j, K) = C, t(i, j, K) = C.$$

同时工作阶段数为4层, 但在某一周期中无解时, 程序可自动松动至5层, 但最多不超过5层。

采矿场帮坡角 $\leq 32^\circ$, 开采顺序约束规定上面未采出时, 下面不能开采, 且在帮坡角约束之下。

同一阶段至少有6个块段的矿量才进行采掘。每个阶段上剩余矿量小于6块时则全部采完, 以减少挖掘机移动次数。

采矿场底半径不小于50m。

由5个周期净现值累计曲线及输出周期解的打印报告分析,可以看出:

(1) 第一周期解首先出现在9,10,11,12,5这五层上,总净价值为14577万元,从矿床模型上看,该五层是当前暴露出来的较富集的部分,这基本符合争取早期盈利的指导思想。

(2) 第二周期解在6,10,11,12,13这五层,作业范围基本在第一周期采掘后暴露的阶段上进行,第三周期发生在12,13,14,15四层上,说明采掘三年时露出的矿量已能满足同时工作台阶四层的最小值。第四周期同上。第五周期开采又在8,9,10,11层上进行,说明只有开采这四层的矿块,方能满足帮坡角的影响,从而可继续下降阶段,否则就要走向无解。第六、七周期现值回升,第八周期又下降至5328万元。矿石开采又回到8、9、10、11这四层上作业。这是由于1,5周期未采出的贫矿矿块此时必须采出所引起。因为采这些贫矿矿块,使得第9、10两个周期的净现值回升。总之,优化工作始终在矿体的富集部位进行。

(3) 由打印报告提供的序列解 $W_0, W_1, \dots, W_{10}$,可以看出,每一周期要剥离的废石块段均不超过50块,这样每一周期只要追加一台挖掘机剥离废石即可(每块矿岩约10万t,即约6.6个挖掘机台班),每个周期剥离比除第一周期为0.9外,其余均小于0.5。

5个周期净现值曲线见图1-2-19。

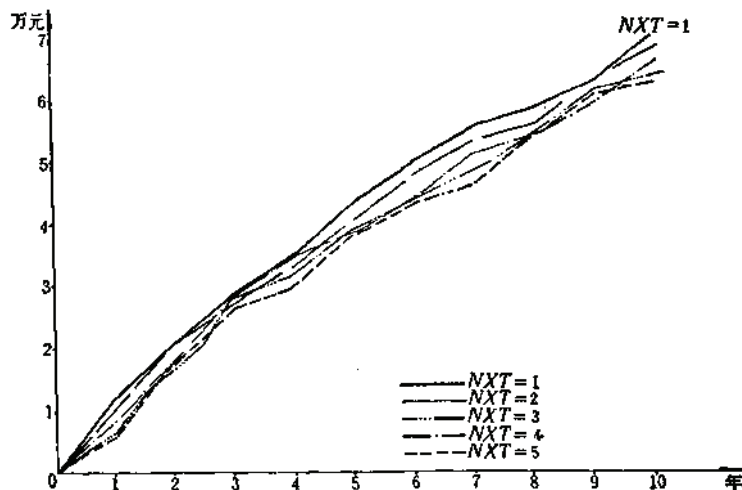


图 1-2-19 NXT=5周期净现值累计曲线

第三章 矿床开拓运输

责任编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

参加编写单位 南昌有色冶金设计研究院

鞍钢矿山公司设计院

沈阳有色冶金设计研究院

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

编 写 人 林兴卫 张继瀛 汪应鸾 谢振瑶 李开泉 尹得志 赵兴文

岳阳辉 张本初 罗文岳 刘延忠 姜文超 吴熙勋 刘玉琦

3.1 开拓运输方法分类及选择

3.1.1 开拓运输方法分类

露天矿开拓运输方法可划分为下列七种：

- (1) 公路开拓运输；
- (2) 铁路开拓运输；
- (3) 公路—铁路联合开拓运输；
- (4) 公路（或窄轨铁路）—斜坡提升联合开拓运输；
- (5) 公路（或窄轨铁路）—平硐溜井联合开拓运输；
- (6) 公路—破碎站—胶带机联合开拓运输；
- (7) 自溜—斜坡卷扬提升联合开拓运输。

各种开拓运输方法的适用条件及主要特点见表1-3-1。

3.1.2 影响开拓方法选择的主要因素

影响开拓方法选择的因素甚多，主要的有：

- (1) 自然地质条件，即地形、矿床地质、水文地质、工程地质及气候条件等；
- (2) 生产技术条件，即矿山规模、矿区开采程序、露天采场尺寸、高差、生产工艺流程、选用设备类型以及技术装备等；
- (3) 经济因素，即矿山建设投资、矿石生产成本及劳动生产率等。

3.1.3 选择开拓方法的主要原则

- (1) 要求矿山基建时间短，早投产，早达产；
- (2) 要求生产工艺简单，可靠，技术上先进；
- (3) 基建工程量少，施工方便；
- (4) 基建投资少，尤其是初期投资要少；

露天矿各种开拓方式的适用条件及主要特点

表 1-3-1

开拓运输方式	适用条件	主要特点
1. 公路开拓运输	(1) 地形条件和矿体产状复杂, 矿点多且分散的矿床 (2) 矿体薄、倾角缓, 需要分采分运的矿床 (3) 用陡帮开采工艺 (4) 运距不长, 一般在3km内但对采用电动轮自卸汽车的大型露天矿, 其合理运距可适当加大 (5) 不适于泥质, 多水和全松散砂层的露天矿, 也不适于多雨或水文地质条件复杂, 且疏干效果不好, 含泥量高的露天矿	(1) 线路坡度大, 转弯半径小, 因而线路工程量少, 基建时间短, 基建投资少 (2) 便于采用高、近分散排弃场 (3) 机动灵活, 适应性强, 可提高挖掘效率20~30% (与机车运输相比) (4) 深凹露天矿可减少基建剥离量和扩帮量 (5) 燃油和轮胎消耗量大, 设备利用率低, 运输成本高, 经济运距短 (6) 汽车排出废气污染环境 (比铁路运输) 较严重
2. 铁路开拓运输	(1) 准轨铁路适用于地形和矿体产状简单的大型露天矿 (2) 山坡露天矿比高可达200m左右 (3) 深凹露天矿比高在160m以内, 如采用牵引机组运输, 可达300m深 (4) 窄轨铁路适用于地形简单, 比高较小的中、小型露天矿	(1) 运输量大 (2) 线路工程量大, 基建投资多, 基建时间长 (3) 采场和剥离物排弃场移道工作量大 (4) 线路坡度小 (比汽车公路), 因此, 采深受限制, 一般为200~250m (5) 经济合理的运距长, 一般在4km以上
3. 公路—铁路联合开拓运输	(1) 走向长、宽度和垂深均较大的深凹露天矿。其浅部用铁路运输, 深部用公路运输 (2) 上部露天地形复杂, 比高较大, 中部露天采场较宽广, 地形允许布置准轨铁路线, 深部露天采场尺寸较窄小且高差大的露天矿。其上部及深部用公路运输, 中部用铁路运输 (3) 地表地形平缓、平面尺寸很大的大型深凹露天矿, 如山坡部分比高在200m以内, 可优先考虑用外部筑沟的公路—铁路联合运输	(1) 充分发挥公路运输和铁路运输各自的优点, 如汽车公路爬坡能力大, 机动灵活, 铁路运量大等 (2) 除小型矿山直接转载外, 多数矿山一般均设置转载站 (或转载矿仓)
4. 公路 (或窄轨) 斜坡提升联合开拓运输	1) 斜坡矿车组 (1) 地形比高在100m左右的中、小型露天矿其提升量: 单端提升 $<15\text{t/a}$, 双端提升 $<30\text{t/a}$ (2) 斜坡道倾角在 $7^{\circ}\sim 25^{\circ}$ 范围内 2) 斜坡箕斗 (1) 适用于大、中、型山坡和深凹露天矿 (2) 斜坡道坡度一般在 30° 以下 (3) 山坡露天矿不能用平硐溜井运输时才采用	(1) 设备简易 (2) 修筑斜坡道工程量少基建时间短, 易投资 (3) 人工摘挂钩, 劳动强度大, 不太安全, 劳动生产率底 (1) 斜坡道倾角大于串车提升的倾角 (2) 运距短, 运输设备少 (3) 提升量大, 设备维修方便 (4) 比矿车组提升耗电省, 但运输环节多, 矿岩需经转载, 要设置转载栈桥
5. 公路 (或窄轨) 平硐溜井联合开拓运输	(1) 比高较大的高山型矿床, 一般要求比高大于120m, 地形坡度小于 30° (2) 溜井一般只适用于溜放矿石, 只有当废石不能直接运往排弃场或不经济, 且岩性较好时, 才用溜井溜放岩石 (3) 一个溜井一般只适用于溜放一种矿石, 多品级矿山应有专用溜井	(1) 利用矿岩自重向下溜放, 可减少运输设备和运输线路工程量 (2) 可缩短运距, 使矿石生产成本低, 经济效益好 (3) 溜井平硐基建工程量较大, 施工工期较长

续表

开拓运输方式	适用条件	主要特点
5.公路(或窄轨) —平硐溜井联合 开拓运输	(4) 矿石粘结性大,在溜井放矿中产生堵塞或矿石易碎,溜放中产生大量粉矿,严重降低矿石价值时,不宜用平硐—溜井运输 (5) 平硐溜井位置,只适用于布置在工程地质条件较好,岩层整体性好的坚固地段,避免布置于水文地质复杂、有较大断裂破碎带地段	
6.公路—破碎站— 胶带机联合开拓 运输	(1) 运量较大,运距较长、垂高较深和服务年限较长的大型或特大型露天矿,一般当矿石产量超过1000万t/a较合适 (2) 一般不适于开采深度小于100m的露天矿	(1) 生产能力大 (2) 能克服较大的地形高差 (3) 矿岩运输低于汽车运输的运费
7.自溜—斜坡卷扬 提升联合开拓运输	(1) 地形高差大、复杂,不适于展线且采场标高高于卸矿点的露天矿 (2) 不适于大、中型露天矿	(1) 设备简易 (2) 基建工程量小,基建时间短、投资少,投产快 (3) 劳动生产率低 (4) 运量少

(5) 生产经营费低;

(6) 不占良田,少占耕地。

3.2 公路开拓运输

公路开拓运输包括采用汽车(自卸汽车和汽车拖车)、前端式胶轮装载机、胶轮式铲运机等运输设备的开拓方式。

3.2.1 公路开拓运输线路的类型和布置要求

3.2.1.1 公路开拓运输线路的类型

公路开拓运输的线路按其相对位置,道路技术等级,服务对象和服务时间的长短,大致分为三类:

1. 固定线路

设在深凹露天矿最终边帮上的线路以及由总出入车沟口至粗破碎站(车间)或至排弃场的线路。

2. 半固定线路

设在露天矿范围内的,作为山坡露天各开采水平分支线与粗破碎站、排弃场、临时矿石堆场联系用的线路,其使用年限较短作用亦随着山坡露天矿开采水平的下降而逐渐消失。

3. 移动线路

又称临时线路,包括设在露天矿各开采水平工作面上的联络运输线路,排弃场的工作面线路,以及布设在露天矿内的、联系各开采水平的分支线。它们随着开采水平的下降和工作面的推进而逐段消失。

3.2.1.2 公路开拓运输线路布置的要求

(1) 应满足开采工艺和矿山总平面布置的要求,即既要保证露天矿各开采水平的矿岩都能畅通运至已确定的矿岩卸载点(破碎站、贮矿场、转载站、排弃场等);又要使各开采水平的运输线路在不同时期能与各辅助生产工艺(机汽修、仓库、油库、炸药库等)形成一个完整的运输体系。

(2) 线路的技术等级和参数,应符合相应的设计技术规定,保证行车安全,充分发挥汽车效率,满足运输能力的要求。

(3) 线路应布置在工程、水文地质条件好和较好的地段。固定、半固定线路一般只允许修筑挖方路基;仅对山坡开采的极个别条件恶劣而又无法回避的地段,才许局部填方(一般不应大于路基宽的 $\frac{1}{4} \sim \frac{1}{3}$),但其边坡一定要进行加固处理,保证边坡稳定。

(4) 露天矿的新水平准备和工作面的运输线路,不论缓帮或陡帮开采,尽可能采用移动线路;并布设在工作面推进较慢的区段和在矿岩接触面上盘附近;出线方向应与联络线路和固定线路同向,避免反向运输。

(5) 选择固定线路时,为提高行车效率,减少线路工程量和边坡扩帮量,对山坡露天矿,尽量采用树枝式布线;当需采用折返线时,应避免线路进入采场范围内。对深凹露天矿,大、中型矿山,应优先考虑采用“直进—折返—螺旋”混合线路;小型矿山,尽量采用“直进—螺旋”混合线路。

(6) 线路布置尽可能平直、减少弯道和回头曲线。对于深凹露天矿,要回避在高边坡部位布置线路弯道和回头曲线,并尽可能少在深部设置回头曲线。要正确选择深部布线方式和线路在坑底的起线点。

(7) 山坡露天矿的上山公路,通过露天采场内时,要充分考虑爆破对线路的影响,为保证运输畅通,应尽可能设置环形线路(如:永平铜矿);对深凹露天矿,当生产规模很大、技术条件许可、经济也合理时,可设置两个出口或双侧线路,以分散运输量,缩短矿岩运距。

(8) 深凹露天矿总出入沟口的位置和标高的确定,应考虑选厂、贮矿场、排弃场、修理厂和仓库等的相对位置与标高,务求矿岩不反向运输,减少采场内外重车的上坡线路长度。

(9) 对多坑底、有“岩岛”的深凹露天矿,应充分利用“岩岛”布线,以便最大限度减少露天矿边帮的扩帮量(如:德兴铜矿、永平铜矿)。

3.2.2 公路汽车运输

3.2.2.1 露天矿自卸汽车选择

影响露天矿自卸汽车选型的因素很多,其中最主要的是矿岩的年运量,运距及挖掘机的规格。

为了充分发挥汽车与挖掘机的综合效率,汽车车厢容量与挖掘机的斗容量之比,一般为3~6,最大不要超过7~8。

为了充分发挥汽车运输的经济效益,对于年运量大,运距短的矿山,一般应选择载重大的汽车设备,反之,应选择载重小的汽车设备。

表1-3-2是露天矿常用自卸汽车适用的年运量范围

常用自卸汽车适用年运量范围

表 1-3-2

车 宽 类 型	一	二	三	四	五	六	七	八
计 算 车 宽	2.4	2.5	3.0	3.5	4.0	5.0	6.0	7.0
车 型	EQ340	QD351	BJ371	B540 SH380 35D	50 B	W392	SF3100 W3101 120 C	170C 常州154
载重 (t)	4.5	7	20	27~32	45	68	100~108	154
年运量 (t/a)	<45万	45万~ 180万	80万~ 500万	170万~ 900万	250万~ 1200万	460万~ 1800万	750万~ 3000万	>3000万

此外,露天矿自卸汽车设备的选型,还应考虑汽车本身工作可靠、结构合理、技术先进、质量稳定、能耗低等条件,以及确保备品备件的供应。当有多种车型可供选择时,应进行技术经济比较,推荐最优车型。一个露天矿应尽可能选用同一型号的汽车。

表1-3-3是部分国内露天矿自卸汽车设备的选型资料。

部分国内露天矿自卸汽车设备选型

表 1-3-3

矿 山 名 称	采掘总量 (t/a)	采用的挖掘机 规格 (m ³)	汽车的运距 (km)	采用的汽车载重量 (t)
兰尖铁矿	1468万	4	0.9	20
南芬铁矿	2692万	4; 4.6; 7.6	1.35	27; 108; 154
峨口铁矿	624万	4.6		20; 27
石人沟铁矿	497万	4		20
泸沽铁矿	114万	1		12; 15
水厂铁矿	7200万			154
白银厂铜矿	180万	3; 4	3.5	25; 27
永平铜矿	1815万	4	矿3.3 岩1.2	27; 32
德兴铜矿	947万	4; 4.6; 13	0.5~1.0	12; 27; 154
铜绿山铜矿	303万	4; 4.6	3.0	20; 27

表1-3-4是部分国外露天矿自卸汽车设备的选型资料。

部分国外露天矿自卸汽车设备选型

表 1-3-4

矿 山 名 称	产 量 (t/a)		采用的挖掘机 规格 (m ³)	采用的汽车 载重量 (t)
	矿 山	岩 石		
埃桑库斯铁矿 (美国)	1800万	1260万	4.6; 7.6	78.5; 108
希宾铁矿 (美国)	2700万	1500万	9~11.5	108; 154
西雅里塔铜钼矿 (美国)	2910万	6660万	11.5	108; 154
莱特山铁矿 (加拿大)	设计采剥总量 7750万		11.5; 16	154
长纳尼亚铜矿 (墨西哥)	设计采剥总量 7000万		11.5; 22.9	108; 154
纽曼山铁矿 (澳大利亚)	设计采剥总量 10000万		7.6; 9.2; 17	108; 211.5
库德雷穆克铁矿 (印度)	2260万		10.7	108

3.2.2.2 道路设计

1. 道路分类及技术等级

1) 露天矿山道路类型

(1) 生产干线—采矿场各开采阶段通往卸矿点或排弃场的共用道路。

(2) 生产支线—由开采阶段或排弃场与生产干线相连的道路，以及由一个开采阶段直接到卸矿点或排弃场的道路。

(3) 联络线—露天矿生产所用自卸汽车的其它道路。

(4) 辅助线—通往矿区范围内的附属厂(车间)和各种辅助设施的各类汽车道路。

2) 道路等级

露天矿山道路按其性质、行车密度、使用年限和地形条件分为三级，见表1-3-5。

道路等级

表 1-3-5

道路等级	小时单向行车密度(辆)	适用条件
一 级	>85	生产干线
二 级	85~25	生产干线、支线
三 级	<25	生产干线、支线和联络线、辅助线

注：当露天矿山道路同时具有厂外道路性质时，应同时符合厂外道路相当等级的要求

3) 单向行车密度计算

$$N = \frac{KQ}{SCHGK_1K_2} \quad (1-3-1)$$

式中 N ——小时行车密度，辆；

Q ——通过某区段的年运量， t ；

S ——班工作时数， h ；

C ——日工作班数，班；

H ——年工作日， d/a ；

G ——汽车额定载重量， t ；

K_1 ——时间利用系数；

K_2 ——汽车载重利用系数；

K ——运输不均衡系数，取1.1~1.5。

计算行车速度是设计各级道路受限制部分(平曲线、缓和曲线、视距线等)的主要基础技术指标。不可把计算行车速度误为计算运输设备的平均运行速度。据国内外资料，平均运行速度与计算行车速度的关系为(0.6~0.9):1。

计算行车速度见表1-3-6。

2. 道路平面

1) 行车道数量的确定

生产线(除单向环行者外)和联络线一般按双车道设计，联络线在地形条件困难时可按单车道设计，辅助线可根据需要按单车道或双车道设计，当单车道需要同时双向行车

计算行车速度表

表 1-3-6

露天矿山道路等级	一	二	三
计算行车速度 (km/h)	40	30	20

时,应在适当的间隔距离内设置错车道。错车道的尺寸,可按图1-3-1的规定采用。

错车道宜设在纵坡不大于4%的路段。任意相邻两错车道间应能互相通视,其间距不宜大于300m。

2) 道路视距

各级露天矿山道路在圆曲线和竖曲线处的视距,不应小于表1-3-7的规定。

3) 圆曲线半径

各级露天矿山道路应尽量采用较大的圆曲线半径。当受地形或其它条件限制时,可采用表1-3-8所列最小圆曲线半径。

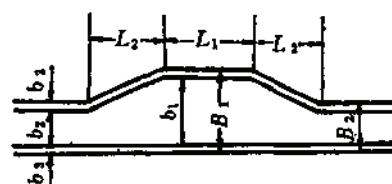


图 1-3-1 错车道图

L_1 —等宽长度,不得小于行驶车辆中的最大车长的20倍; L_2 —渐变长度,不得小于行驶车辆中的最大车长的20倍; B —双车道路基宽度; B_1 —单车道路基宽度; b_1 —双车道路路面宽度; b_2 —单车道路路面宽度; b_3 —路肩宽度。

道路视距表

表 1-3-7

露天矿山道路等级	一	二	三
停车视距 (m)	40	30	20
会车视距 (m)	80	60	40

最小圆曲线半径

表 1-3-8

露天矿山道路等级	一	二	三
最小圆曲线半径 (m)	45	25	15

4) 超高

各级露天矿山道路,当采用的圆曲线半径小于表1-3-9中不设超高的最小圆曲线半径时,应在圆曲线上设置超高;当车速限制在15km/h时,可不设超高。

不设超高的最小圆曲线半径

表 1-3-9

露天矿山道路等级	一	二	三
不设超高的最小圆曲线半径 (m)	250	150	100

超高横坡应按表1-3-10所列数值范围采用。

5) 曲线加宽

超 高 横 坡

表 1-3-10

超高横坡 (%)	圆 曲 线 半 径 (m)		
	一级道路	二级道路	三级道路
2	<250~195	<150~115	<100~60
3	<195~130	<115~75	<80~50
4	<130~90	<75~55	<50~35
5	<90~60	<55~35	<35~20
6	<60~45	<35~25	<20~15

各级露天矿山道路，圆曲线半径等于或小于200m时，应在圆曲线内侧加宽路面。双车道路面加宽值，应按表1-3-11的规定采用；单车道路面加宽值，应按表列数值折半采用。在工程艰巨的路段，可将加宽值的一半设在弯道外侧。路面加宽后，路肩宽度应符合表1-3-27的有关规定。

双 车 道 路 面 加 宽 值

表 1-3-11

圆曲线半径 (m)	加 宽 值 (m)				
	汽 车 轴 距 加 前 悬 (m)				
	5	6	7	8	8.5
200	—	—	—	0.3	0.4
150	—	—	0.3	0.4	0.5
100	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7
80	0.3	0.5	0.6	0.8	0.9
70	0.4	0.5	0.7	0.9	1.0
60	0.4	0.6	0.8	1.1	1.2
50	0.5	0.7	1.0	1.3	1.4
45	0.6	0.8	1.1	1.4	1.6
40	0.6	0.9	1.2	1.6	1.8
35	0.7	1.0	1.4	1.8	2.1
30	0.8	1.2	1.6	2.1	2.4
25	1.0	1.4	2.0	2.6	2.9
20	1.3	1.8	2.5	3.2	3.6
15	1.7	2.4	3.3	4.3	—
12	2.1	3.0	4.1	—	—

注：当采用的圆曲线半径值和汽车轴距加前悬值为表列各相邻两值之间时，可按内插法计算加宽值。

6) 缓和段长度

(1) 超高缓和段长度的计算

直线上的路拱断面过渡到圆曲线上的超高断面，必须设置超高缓和段。

超高缓和段长度可按下列公式计算：

绕路面加宽前的内边缘旋转

$$L_c = \frac{Bt_1}{t_2} \quad (1-3-2)$$

绕路中线旋转

$$L_c = \frac{B}{2} \times \frac{i_1 + i_3}{i_2} \quad (1-3-3)$$

式中 L_c ——超高缓和段长度, m;

B ——路面宽度, m;

i_1 ——超高横坡度, %;

i_2 ——超高附加纵坡, %; 系路面外缘超高缓和段长度的纵坡与线路设计纵坡的坡差。可按表1-3-12的规定采用;

i_3 ——路拱坡度, %。

超 高 附 加 纵 坡

表 1-3-12

计算行车速度 (km/h)	100	80	60	40	30	20
超高附加纵坡 (%)	0.57	0.67	0.80	1.00	1.33	2.00

按以上公式算得的长度不得小于10m。

(2) 缓和段长度设置

各级露天矿山道路均不设置缓和曲线。

当圆曲线既设超高又设加宽时,其加宽缓和段长度,可与超高缓和段长度相等;不设超高仅设加宽时,应设置不小于10m的加宽缓和段长度。

超高、加宽缓和段一般设在紧接圆曲线起、终点的直线上。在地形困难地段,允许将超高、加宽缓和段长度的一部分插入圆曲线内,但插入圆曲线内的长度不得超过超高、加宽缓和长度的一半,且插入圆曲线后所剩余的长度不得小于10m。

7) 圆曲线的连接

(1) 各级露天矿山道路,两相邻同向圆曲线可直接连接。

(2) 当两相邻同向圆曲线间的直线较短时,宜改变半径合并为一个单曲线或复曲线。复曲线的两个半径的比值不宜大于2。

(3) 复曲线的超高、加宽不相同,应按超高横坡之差、加宽值之差,从分切点向较大半径的圆曲线内插入超高、加宽过渡段,其长度为两超高缓和段长度之差;当两圆曲线仅有不同的加宽时,应在较大半径的圆曲线内设加宽过渡段,其长度一般采用10m。如改变半径有困难时,可将两同向圆曲线间的直线段按两圆曲线的超高设置单向横坡,此时加宽可自两圆曲线的切点以一直线连接。

(4) 两相邻反向圆曲线均不设超高、加宽时,可直接连接。当均设置超高时,两相邻反向圆曲线间,应有设置两个超高缓和段长度的距离。

3. 道路纵断面

1) 最大纵坡

各级露天矿山道路的纵坡,不应大于表1-3-13的规定值。

在海拔3000m以上的地区,各级露天矿山道路纵坡按表1-3-14折减。

2) 纵坡限制长度

各级露天矿山道路纵坡,应在不大于表1-3-15规定的长度处设置缓和坡段。缓和坡段

最大纵坡

表 1-3-13

露天矿山道路等级	一	二	三
最大纵坡(%)	7	8	9

高山地区纵坡折减值

表 1-3-14

海拔高度(m)	3000~4000	4000~5000	5000以上
纵坡折减(%)	1	2	3

的坡度不应大于3%，长度不应小于表1-3-16的规定。

纵坡限制长度

表 1-3-15

纵坡(%)	限制坡长(m)		
	一级道路	二级道路	三级道路
>4~5	700		
>5~6	500	600	
>6~7	300	400	500
>7~8		250 (300)	350
>8~9		150 (170)	200
>9~11			100 (150)

注：当受地形条件限制或需要适应采矿阶段高度时，限制坡长可采用括号内的数值。

缓和坡段最小长度

表 1-3-16

露天矿山道路等级		一、二	三(生产干线、支线)	三(联络线、辅助线)
缓和坡段最小长度(m)	地形条件一般	100	80	60
	地形条件困难	80	60	50

注：表列地形条件困难的缓和段最小长度，不得连续采用。

任意相邻两个缓和地段之间如果是由几个不同纵坡值的坡段组合而成时，其中任意两点间的纵坡加权平均值及其相应长度应符合纵坡限制坡长的规定。

同一等级的生产干线、支线任意连续1公里路段的平均纵坡，一、二、三级露天矿山道路，分别不宜大于5.5%、6.0%、6.5%。

各级露天矿山道路的纵坡长度不应小于50m。

当设计行驶电传动自卸汽车的生产干线、支线有足够依据时，可不受上述规定的限制。

3) 合成坡度

各级露天矿山道路，在设有超高的圆曲线上，超高横坡与纵坡的合成坡度值，不应大于表1-3-17的规定。

最大合成坡度值

表 1-3-17

露天矿山道路等级	一	二	三
最大合成坡度值 (%)	8.0	8.5	9.0

在工程艰巨或受开采条件限制时,三级露天矿山道路最大合成坡度值可增加0.5%。

在寒冷冰冻、积雪地区的各级露天矿山道路的合成坡度值不应大于8%。

4) 竖曲线

当露天矿山道路纵坡变更处的两相邻坡度代数差大于2%时,应设置竖曲线。竖曲线半径和长度不应小于表1-3-18的规定。

竖曲线最小半径和长度

表 1-3-18

露天矿山道路等级	一	二	三
竖曲线最小半径 (m)	700	400	200
竖曲线最小长度 (m)	35	25	20

4. 道路回头曲线及回车场

1) 回头曲线

各级露天矿山道路采用回头曲线时,其主要技术指标应按表1-3-19的规定采用,并设置限制速度标志和在其外侧设置挡车堆等安全设施。

回头曲线主要技术指标

表 1-3-19

技术指标名称		单位	露天矿山道路等级		
			一	二	三
计算行车速度		km/h	25	20	15
最小主曲线半径		m	20	15	15
超高横坡		%	6	6	6
超高缓和段长度		m	按 3.2.2.2 的规定采用		
停车视距		m	25	20	15
会车视距		m	50	40	30
最大纵坡		%	3.5	4.0	4.5
双车道路 面加宽值	汽车轴距	5	m	1.3	1.7
		6	m	1.8	2.4
		7	m	(2.5)	(3.3)
				2.0	2.5
	加前悬	8	m	2.5	3.0
		8.5	m	2.7	3.3

2) 回车场

下列场地应设置回车场:

- (1) 在破碎厂、破碎站、溜井口、倒装平台以及原始排弃场的卸车处;
- (2) 车库、停车场和其它使用汽车运送物料的道路尽头处;
- (3) 多线连接设置回头曲线在技术上有困难的地方。

回车场应设置在平坡上,困难地段可设置在不大于3%的缓坡上。露天矿生产道路一般应设置O型回车场,汽车调头次数不多、且受地形条件限制的联络线及辅助线可采用L型或T型回车场。各种回车场的基本型式见图1-3-2,其最小尺寸见表1-3-20。

回车场的地面坡度,可采用1%。回车场不设超高。

回车场最小尺寸

表 1-3-20

汽车最小转弯半径 (m)	O型	T型	L型
	回车场路面外缘直径(d)	回车场最小长度(L _T)	回车场最小长度(T _L)
≤ 8.0	24~28	24~27	15~17
> 8 ~10.5	30~34	31~37	19~22
>10.5~12.5	36~42	40~44	25~32

在表1-3-20中:

$$L_T = 2(R_{min} + L_a) \quad (1-3-4)$$

$$L_L = R_{min} + L_a + \frac{B}{2} \quad (1-3-5)$$

式中 R_{min} ——汽车最小转弯半径, m;
 L_a ——汽车停车安全距离, m;
 B ——路面宽度, m。

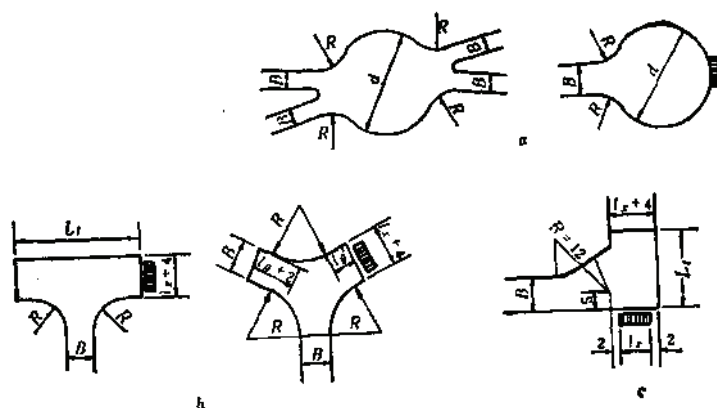


图 1-3-2 回车场图

a—O型, b—T型, c—L型

回车场安全设施如下:

- (1) 回车场前设有竖曲线时,其始、终点至少应距回车场边缘5米以外。
- (2) 自卸汽车在回车场边缘卸载时,必须设置坚固的钢筋混凝土挡墙,以防止汽车后

退时发生危险。挡墙尺寸应按汽车车轮高度及车箱倾斜时的有关尺寸确定,见图1-3-3。

5. 路线交叉

(1) 露天矿山道路互相交叉时,一般宜采用平面交叉,且一般采用加铺转角式。

(2) 平面交叉应设置在直线路段,并尽量正交。当需要斜交时,交角不宜小于 45° 。当露天矿山道路受地形等条件限制时,交叉角可按具体情况适当减少。行驶在交叉道路上的汽车,在距行车道交叉点前相当于交叉口停车视距三角形范围内,应能互相看到。当受地形等条件限制时,交叉口停车视距可减少30%,并应设置限制速度标志。

(3) 平面交叉,宜设在纵坡不大于2%的平缓路段,其长度从路面两侧向外算起,各不应小于16m(不包括竖曲线部分长度)。紧接平缓路段的道路纵坡,一般不大于3%;困难地段不宜大于5%。当露天矿山道路条件困难时,可不受本规定限制,但必须采取安全措施。

(4) 经常行驶对路面破坏性大的车辆的交叉口,宜铺砌加固。

(5) 当交通运输繁忙,或地形条件适宜,且经过技术经济比较确认合理时,露天矿山道路也可采用立体交叉。立体交叉形式应按有关设计规范进行。

6. 道路岔线

(1) 露天矿山道路分岔的形式,应根据运输流向、交通量大小、道路服务年限、地形条件等确定。主要适用于直接为采掘和剥离物排弃工艺服务。

(2) 由主线同一分岔点所分出的岔线,不宜超过两条。分岔的主线和岔线,应尽量采用直线及较大的分岔角。

(3) 分岔点宜设在纵坡不大于2%的平缓路段。紧接平缓路段的道路纵坡,一般不大于5%。当受地形条件限制时,分岔点亦可设在纵坡大于5%(一级道路不得大于7%,二、三级不得大于8%)的路段上,但必须采取安全措施。

(4) 分岔的岔线与主线的坡向相同时,岔线纵坡应与主线一致;分岔的岔线与主线的坡向不同时,岔线应有一段与主线纵坡相同的过渡段。在地形困难地段,从分岔点开始两者之间可有1~2%的纵坡差(分岔角小于、等于 30° 时可采用1%,分岔角大于 30° 时可采用2%)。

7. 道路通过能力

1) 双车道通过能力的计算

露天矿山道路通过能力是指在安全条件下,道路允许通过的最大汽车数量或运输量。

双车道通过能力可按式计算

$$N = \frac{1000vK_1K_2}{S_T} \quad (1-3-6)$$

式中 N ——双车道小时通过能力,辆;

v ——汽车平均运行速度, km/h;

K_1 ——与挖掘机数量有关的运行不均衡系数,见表1-3-21;

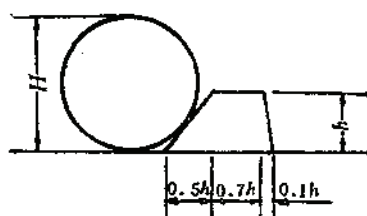


图 1-3-3 卸车挡墙

$$h = \frac{1}{3}H + 0.15(\text{m}); H \text{——汽车轮胎高度(m)}$$

运行不均衡系数

表 1-3-21

挖掘机台数	1	2	3	5	7	10	15	20
K_1	1.0	0.75	0.67	0.60	0.58	0.55	0.53	0.50

K_2 ——考虑会车、交叉口及制动等因素的安全系数，取0.34~0.38；

S_T ——同一方向上汽车之间安全行车间距，m；

$$S_T = l_1 + l_2 + l_0 \quad (1-3-7)$$

l_1 ——司机观察反应时间内所行驶的距离，m；

$$l_1 = vt/3.6$$

t ——司机观察反映时间，一般采用1.5~2秒；

l_2 ——汽车开始制动到完全停住所行驶的距离，m；

$$l_2 = \frac{KV_2}{254(\phi_0 + \omega_0 \pm i)} \quad (1-3-8)$$

K ——制动使用系数，取1.3~1.4；

ϕ_0 ——计算粘着系数；

$$\phi_0 = (0.5 \sim 0.6) \phi$$

ϕ ——粘着系数，见表1-3-22；

粘 着 系 数 ϕ

表 1-3-22

道 路 分 类	路 面 类 型	各种路面状况下的 ϕ 值		
		清洁干燥	潮 湿	泥泞或覆冰
固 定 线	经过表面处理的碎石路面	0.75	0.60	0.40
	圆 石 路 面	0.70	0.40	0.35
	条 石 路 面	0.65	0.40	0.30
	沥 青 路 面	0.70	0.40	0.25
	沥青混凝土或混凝土路面	0.70	0.45	0.30
移 动 线	压平的采掘线	0.60	0.4~0.5	
	压平的排土线	0.4~0.5	0.2~0.3	

ω_0 ——滚动阻力系数，见表1-3-24；

i ——道路纵坡，%，上坡为正值，下坡为负值；

l_0 ——停车安全距离，取汽车全长 l_{a0} 。

厂矿道路的建筑界限见图1-3-4。

实践和计算证明,无论是山坡露天矿还是深凹露天矿,限制道路通过能力的条件均是下坡运行。

国产自卸汽车在8%下坡道运行时,道路最大通过能力的参考值见表1-3-25。

道路最大通过能力参考值

表 1-3-25

车 型		QD351	BJ371	SH380	LN392	SF3100
矿 石	辆/班	666	642	636	570	558
	t/a	420万	1080万	1711万	3068万	4090万
岩 石	辆/班	666	642	636	570	558
	t/a	366万	1063万	1402万	3140万	4610万

注:计算数据如下: $K_1=0.5$; $K_2=0.34$; $i=2\%$; $i=-0\%$; $\varphi_0=0.2$; $K=1.4$; $\omega_0=0.03$ (重车); 0.05 (空车)。

3.2.2.3 路 基 设 计

1. 路面宽度

各级露天矿山道路路面宽度,一般按表1-3-26的规定采用。

路 面 宽 度

表 1-3-26

车 宽 类 型		一	二	三	四	五	六	七	八
计算车宽 (m)		2.4	2.5	3.0	3.5	4.0	5.0	6.0	7.0
参考车型	型 号	EQ340	QD351	BL371	SH380 35D	50B	LN392	SF3100	170C
	实际车宽(m)	2.30	2.45	2.909	3.55	4.09	4.834	5.84	6.96
	载重(t)	4.5	7	20	32	45	68	100	154
双车道路面宽度 (m)	一级	7.0	7.5	9.5	11.0	13.0	15.5	19.0	22.5
	二级	6.5	7.0	9.0	10.5	12.0	14.5	18.0	21.5
	三级	6.0	6.5	8.0	9.5	11.0	13.5	17.0	20.0
单车道路面宽度 (m)	一、二级	4.0	4.5	5.0	6.0	7.0	8.5	10.5	12.0
	三级	3.5	4.0	4.5	5.5	6.0	7.5	9.5	11.0

注:1.当实际车宽与计算车宽的差值大于15cm时,应按内插法,以0.5m为加宽量单位,调整路面的设计宽度。

2.当双车道中都需要设置阻车堤时,应增加堤底及其安全间隙的宽度。

3.辅助线的路面宽度,在工程艰巨或交通量较小的路段,可减少0.5m。

2. 路肩宽度

露天矿山道路路肩宽度,按表1-3-27的规定采用。

最 小 路 肩 宽 度

表 1-3-27

车 宽 类 型		一、二	三	四	五	六	七、八
路肩宽度 (m)	挖 方	0.5	0.50	0.75	1.00	1.00	1.00
	填 方	1.00	1.25	1.50	1.75	2.00	2.50

表1-3-27规定的路肩宽度指标是最小值, 为利于重型自卸汽车行车安全以及为路基稳定创造条件, 对于三至八类车宽的道路, 在地形有利或其它条件许可的情况下, 应尽量加宽路肩。

3. 运输平台宽度

道路路基宽度等于路面宽度与路肩宽度之和。而采场内运输平台宽度可参照下式计算:

$$B = b_1 + 2b_2 + b_3 + b_4 \quad (1-3-10)$$

式中 B ——采场内运输平台宽度, m;

b_1 ——道路路面宽度, m, 见表1-3-26;

b_2 ——道路路肩宽度, m, 见表1-3-27;

b_3 ——水沟(包括碎落台)宽度, m;

b_4 ——路基外侧无堑壁时的安全宽度, 它与汽车轮胎高度及岩性有关, 不设挡车堆时可取1~3m, 设挡车堆时, 五类车宽以下可取2~4m, 六至八类可取3~5m。

各类计算车宽的运输平台宽度可参照表1-3-28采用。

采矿场内运输平台宽度表

表 1-3-28

车宽分类		一	二	三	四	五	六	七	八
运输平台 宽度(m)	单 线	7.5	8.0	9.0	10.0	11.5	13.5	15.0	17.0
	双 线	10.5	11.5	13.0	14.5	16.5	19.5	22.5	26.5

运输平台宽度计算参见图1-3-5。

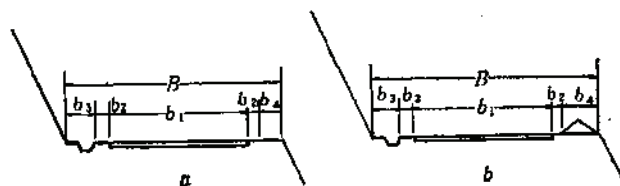


图 1-3-5 运输平台宽度

a—不设挡车堆 b—设挡车堆

4. 路基高度

路基高度的设计, 应使路肩边缘高出地面积水, 并考虑地面、地下水, 毛细水和冰冻作用对路基强度和稳定性的影响。

路基高度, 干燥地区一般最少应高出地面0.3~0.5m;

潮湿及排水困难地区, 可按不同自然区, 确定路肩边缘距长期地下水位的最小高度。一般砂性土为0.8~1.4m, 粘性土为1.2~1.8m;

粉性土为1.4~2.0m。具体路基高度设计可参照交通部现行的有关规范进行。

当路基高度不符合规定时,可采取降低水位,设置毛细水隔断层等措施。

各级露天矿山道路的路基标准高,尚需根据开采水平、出车标高、开拓系统的布置形式和其它工艺要求等因素确定。

5. 路基横断面

路基横断面的各部分尺寸,除路基宽度可按表1-3-26和表1-3-27的规定采用外,应根据气候、土质、岩性、水文、地形及开采等条件确定。

各级露天矿山道路应尽量修筑路堑,以保证路基有良好的稳定性和减少取土的困难。在露天采矿场内则宜采用挖方路堑。除特殊条件并采取相应的措施外,一般不宜采用半填半挖的路基。

1) 路堑

路堑边坡坡度,应根据自然条件、土石类别及其结构、边坡高度、施工方法确定。当地质条件良好且土质均匀时,可按表1-3-29所列数值范围并结合实践经验采用。

路 堑 边 坡 坡 度

表 1-3-29

土 石 类 别		边坡最大高度 (m)	边 坡 坡 度
一 般 土		20	1:0.5~1:1.5
黄 土 及 类 黄 土		20	1:0.1~1:1.25
碎石土、卵石土、砾石土	胶结和密实	20	1:0.5~1:1.0
	中 密	20	1:1.0~1:1.5
风 化 岩 石		20	1:0.6~1:1.5
一 般 岩 石		—	1:0.1~1:0.5
坚 石		—	直立~1:0.1

路堑横断面图见图1-3-6。

路堑的挖方一般堆弃在路堑的下坡一侧。设在山坡下侧的弃土堆,应间断堆集,并应保证弃土堆内侧地面水能顺利排出;设在山坡上侧的弃土堆,应连续堆集,除应根据地面水情况设置截水沟或排水沟外,并应保证弃土堆和路堑边坡的稳定。

2) 路堤

路堤边坡坡度,当路堤基底情况良好时,可按表1-3-20所列数值并结合实践经验采用。采用路堤时,其路基必须有足够的密实度和稳定性。

路堤横断面见图1-3-7。

3.2.2.4 路面设计

1. 路面等级及面层类型

路面等级及其所属的面层类型,一般按表1-3-31划分。

2. 路面的选择

1) 根据道路等级选择路面

一级露天矿山道路可采用高级或次高级路面,也可采用中级路面;二级可采用次高级或中级路面;三级可采用中级路面。二、三级露天矿山道路,如服务年限较长时,亦可采

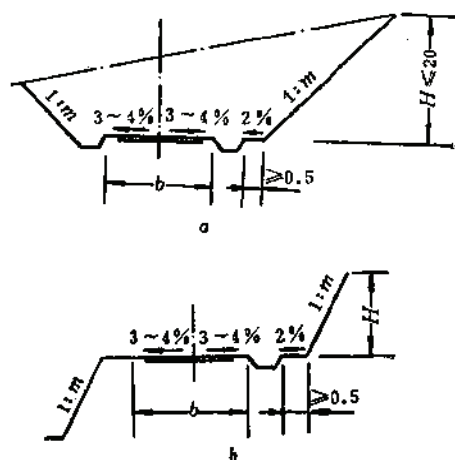


图 1-3-6 路堑横断面图
a—双壁路堑, b—单壁路堑

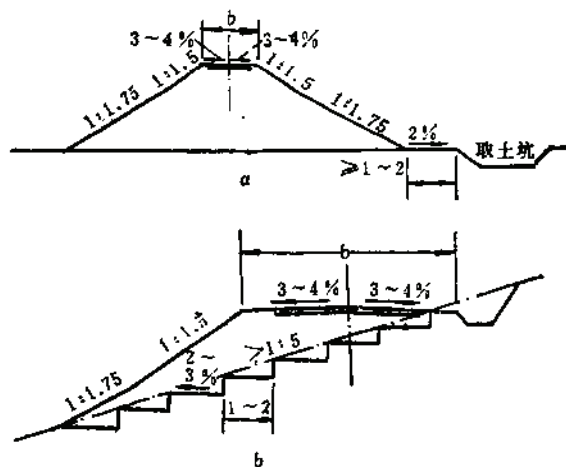


图 1-3-7 路堤横断面图
a—平地路堤, b—山坡路堤

路堤边坡坡度

表 1-3-30

填 料 类 别	边 坡 最 大 高 度 (m)			边 坡 坡 度		
	全部高度	上部高度	下部高度	全部坡度	上部坡度	下部坡度
一般粘性土	20	8	12	—	1:1.5	1:1.75
砾石土、粗砂、中砂	12	—	—	1:1.5	—	—
碎石土、卵石土	20	12	8	—	1:1.5	1:1.75
不易风化的 石 块	8	—	—	1:1.3	—	—
	20	—	—	1:1.5	—	—

路面等级及面层类型

表 1-3-31

路面等级	面 层 类 型	使用年限
高级路面	水泥混凝土、沥青混凝土、热拌沥青碎石、整齐块石	10
次级路面	冷拌沥青碎(砾)石, 沥青贯入碎(砾)石、沥青碎(砾)石表面处治, 半整齐块石	6 (5)
中级路面	沥青灰土表面处治, 泥结碎(砾)石, 及配砾(碎)石、工业废渣及其它粒料, 不整齐块石	5
低级路面	当地材料改善土	< 3

注: 括号内的数据系采用沥青碎(砾)石表面处治的使用年限。

用高级、次高级路面。三级露天矿山生产支线、联络线或临时线, 服务年限较短时, 可采用低级路面。

2) 根据矿山企业生产特点及要求选择路面

- (1) 防尘要求较高的生产道路, 可选用各种沥青路面和水泥混凝土路面;
- (2) 埋有地下管线并经常开挖检修的路段, 可采用水泥混凝土预制块路面或块石

矿山道路路面结构实例

表 1-3-32

编号	矿山名称	道路性质	车 型	日交通量 (辆)	路 基 类 型	路 面 结 构 及 厚 度 (cm)
1	四川新康石楠矿	干 线	太脱拉15吨、贝利埃8吨	160	岩 石	泥结碎石15; 手摆块石15
2	吉山铁矿	干 线	SH-381 SH-380	42 19	填 石 碎 石 土	磨耗层2; 泥结碎石8; 片石25
3	清洛铁矿	运矿道路	L-7610吨; L-110·12吨 SH-361·15吨	500	碎 石 土	粗砂磨耗层1; 泥结碎石6; 手摆块石15~20
4	大宝山铁矿	干 线	日野8吨 克拉斯12吨 解放4吨	100 50 250	土 质 (中湿)	沥青砂2.5; 碎石2~4; 泥结碎石10~15; 片石25~30
5	姑山铁矿	运矿干线	T-20	265	碎 石 土	泥结碎石15; 大片石30
6	峨口铁矿	运矿干线	T-22 T-20	930 930	碎石土、填石 强风化岩基	沥青贯入8; 碎石10; 手摆块石35 沥青贯入8; 碎石10; 手摆块石40
7	金堆城铜矿	运矿干线	T-20	980	填石、碎石土、干土、中湿土	砂土封面2; 碎石3~5; 大块石30~50
8	云浮硫铁矿	运矿干线 运矿干线	贝拉斯-540 贝拉斯-540	50 205	岩 石 填 石	碎石10; 手摆片石18 泥结碎石24; 手摆片石30 (或大块) 乱石 (50~70)
9	昆阳磷矿	生产支线	贝拉斯-540	200	岩 石	磨耗层5 (瓜子石); 泥结碎石10; 块石40
10	南山铁矿	生产支线	SH-380	130	岩 石	磨耗层5~6; 泥结碎石15; 大片石30~35
11	南芬铁矿	生产支线 生产支线 生产干线 运矿干线	贝拉斯-540 贝拉斯-540 玛斯-525 W-1200	330 330 860 130	岩 石 填 石 碎 石 土 岩石、填石	碎石10; 碎 (块) 石平整8~13 碎石10; 手摆块石20~35 沥青贯入8; 手摆块石48 碎石15; 块 (碎) 石平整30
12	大冶铁矿	运矿干线 运矿道路	SH-380 SH-380	50~100 200~400	岩 石 填 石	泥结碎石10; 碎石10~20 泥结碎石15; 碎石10~20
13	铜山铜矿	联 络 线 生产干线	SH-380 SH-380	150 450	填 石 土 (中湿、潮湿)	泥结碎石10; 碎石20 泥结碎石10; 碎石20; 片石20
14	江西铁矿	生产干线	贝拉斯-540	240~480	填 石 土 (中湿、潮湿)	磨耗层5~10 (瓜子石); 泥结碎石10; 手摆块石50
15	桂林河煤矿	临时线	W-75B	300	干 土	泥结碎石15; 手摆块石40

路面:

- (3) 曲线较大或圆切线半径较小的路段,可采用块石路面;
 - (4) 经常行驶履带车的道路,可选用块石路面或低级路面。
 - 3) 根据气候、土基状况、材料供应以及施工、养护条件等选择路面。
- 对于同一个露天矿,所选用的路面面层类型不宜过多。

露天矿山道路,特别是行驶重型自卸汽车的露天采矿场内道路,多采用泥结碎石等面层类型的中级路面,因此需加强道路路面养护。

5. 部分露天矿道路路面结构实例,列于表1-3-32。

5.2.2.5 汽车运输计算

1. 汽车运输计算参数

1) 自卸汽车有效载重量

自卸汽车有效载重量按下式计算:

$$Q_x = \frac{nE\gamma K_R}{K_p} \quad (1-3-11)$$

式中 Q_x ——自卸汽车有效载重量, t;

n ——装载斗数, 参见表1-3-33;

E ——铲斗标准容积, m^3 ;

γ ——矿岩体重, t/m^3 ;

K_R ——铲斗装满系数, 一般取0.85;

K_p ——矿岩松散系数。

式(1-3-11)计算的 Q_x 还应进行下式验算:

$$V = \frac{Q_x K_p}{\gamma} \leq V_x \quad (1-3-12)$$

式中 V ——松散矿(岩)堆积容积, m^3 ;

V_x ——汽车车箱有效容积, m^3 ;

自卸汽车与电铲正常配合时,装载斗数、汽车有效载重量及载重利用系数见表1-3-33。

2) 汽车平均运行速度

露天矿汽车平均运行速度是往返于装载地点至卸载地点所需时间(不包括停等时间), 除以往返所行驶的距离。

(1) 上坡运行时的汽车平均运行速度

可根据汽车动力特性曲线查出速度, 然后乘以速度系数求得。速度系数见表1-3-34。

当缺乏动力特性曲线资料时, 可按下式1-3-13计算上坡运行时汽车平均运行速度:

$$v = \frac{270N\eta K_c}{G_x(\omega_0 + i)} \quad (1-3-13)$$

式中 v ——上坡运行时汽车平均运行速度, km/h ;

N ——汽车发动机功率, ($\times 0.745kW$);

η ——汽车传动效率;

G_x ——汽车有效总重量, kg ;

ω_0 ——滚动阻力系数, 见表;

汽车装载斗数, 有效载重量及载重利用系数表

表 1-3-33

汽车型号及 额定载重 (t)	挖掘机 斗容 (m^3)	矿岩 类别	装载 斗数	汽车有效载重量 (t)	汽车有效容积 (m^3)	载重利用系数	容积利用系数
EQ 340 (4.5)	1	矿石 岩石	2	3.7	1.68	0.82	0.48
			3	4.5	2.5	1.00	0.71
QD 352 (7.0)	1	矿石 岩石	4	7.0	3.13	1.00	0.69
			4	6.1	3.39	0.87	0.74
BJ 371 (20.0)	2	矿石 岩石	5	18.7	8.50	0.94	0.79
			6	13.4	10.20	0.92	0.95
B 540 (27.0)	4	矿石 岩石	3	22.4	10.18	0.83	0.67
			4	24.5	13.61	0.91	0.89
SH 380A 35D (32)	4	矿石 岩石	4	29.9	13.59	0.93	0.85
			4	24.5	13.61	0.77	0.85
50B (45)	4	矿石 岩石	5	37.4	17.00	0.83	0.72
			6	36.7	20.39	0.82	0.87
LN 392 (68)	8	矿石 岩石	4	59.8	27.18	0.88	0.81
			5	61.2	34.00	0.90	1.01
SF 3100 (100)	10	矿石 岩石	5	93.5	42.50	0.94	0.85
			6	91.8	51.00	0.92	1.02
170C (154)	12	矿石 岩石	6	134.6	61.18	0.87	0.86
			7	128.5	71.39	0.83	1.00

注: 矿石 $\gamma = 3.3t/m^3$, 岩石 $\gamma = 2.7t/m^3$;
矿石 $K_P = 1.5$, 矿石 $K_R = 0.85$ (QD352装矿石取0.80)

速度系数

表 1-3-34

运输路段长度 (m)	速 度 系 数	
	汽 车 起 动 时	驶 进 各 路 段 时
0~100	0.25~0.50	0.50~0.70
100~250	0.35~0.60	0.60~0.75
250~500	0.50~0.65	0.70~0.80
500~750	0.60~0.70	0.75~0.80
750~1000	0.65~0.75	0.80~0.85
1000以上	0.70~0.85	0.80~0.90

i ——道路纵坡, %;

K_C ——速度修正系数, 见表1-3-35。

(2) 下坡运行时的汽车平均运行速度

汽车下坡运行时, 其平均运行速度, 重车为20km/h, 空车为23km/h。

(3) 固定道路上空重车方向的汽车平均运行速度

可按下列式计算

速度修正系数

表 1-3-35

$\omega + i$	0.04	0.06	0.08	0.10	0.12	0.14	0.16
K_C	0.77	0.86	0.86	0.89	0.89	0.90	0.80

$$v = \frac{v_1 v_2}{v_1 + \beta(v_2 - v_1)} \quad (1-3-14)$$

式中 v ——空重车方向的汽车平均运行速度, km/h;

v_1 ——重车方向的汽车平均运行速度, km/h;

v_2 ——空车方向的汽车平均运行速度, km/h;

β ——行程利用系数, 当重车运出, 空车驶回时。

$$\beta = 0.5。$$

按式 (1-3-14) 计算, 汽车在 8% 的固定道路上往返的平均运行速度如表 1-3-36。

固定道路上平均运行速度 (km/h)

表 1-3-36

运行条件		汽 车 类 型								
		EQ340	QD352	BJ371	B540	SH380	50 B	LN392	SF3100	170C
		(4.5t)	(7t)	(20t)	(27t)	(32t)	(45t)	(68t)	(100t)	(164t)
运	重车上坡 空车下坡	22.2	29.4	14.6	16.8	15.6	17.1	15.8	13.8	15.1
	空车上坡 重车下坡	24.8	23.6	20.3	21.6	21.7	22.0	22.0	18.3	21.3
岩	重车上坡 空车下坡	21.1	20.6	14.7	16.3	16.7	17.2	15.7	13.9	16.0
	空车上坡 重车下坡	24.8	23.6	20.3	21.6	21.7	22.0	22.0	18.3	21.3

注: η 值: 重车为 0.7 (EQ340=0.6, 170C=0.8); 空车为 0.6 (EQ340=0.5, 170C=0.65)

(4) 在采矿场和剥离物排弃场移动线路上的平均运行速度。

移动线路上的平均运行速度一般采用 10~12km/h。

(5) 不同运距的汽车平均运行速度

由于在总运距中, 移动线路所占的比例随运距的增加而减少, 因此, 不同运距时汽车平均运行速度就有所差别。

不同运距的汽车平均运行速度可参照表 1-3-37 采用。

3) 自卸汽车平均运距的计算

汽车运距有三种计算方法:

(1) 逐年计算法, 按下式计算:

$$l_{CP} = \frac{l_1 g_1 + l_2 g_2 + \dots + l_n g_n}{g_1 + g_2 + \dots + g_n} \quad (1-3-15)$$

式中 l_{CP} ——逐年运输功平均运距, km;

平均运行速度 (km/h)

表 1-3-37

运行条件	矿岩种类	运距 (km)	汽 车 类 型								
			EQ340	QD362	BJ371	B540	SH380A 35D	50B	LN392	SF3100 120C	170C
重车上坡空车下坡	矿	1	16.7	16.3	14.4	15.2	14.7	15.3	14.8	14.0	14.8
		2	18.9	18.4	16.3	17.2	16.6	17.3	16.7	15.8	16.5
		3	19.7	19.3	17.0	18.0	17.4	18.1	17.5	16.5	17.2
		4	20.2	19.7	17.4	18.4	17.8	18.5	17.9	16.9	17.6
		5	20.5	20.0	17.6	18.6	18.0	18.8	18.1	17.2	17.9
	岩石	1	14.6	14.6	13.5	13.8	13.9	14.0	13.7	13.3	13.8
		2	17.4	17.4	16.1	16.4	16.5	16.7	16.3	15.8	16.4
		3	18.6	18.6	17.2	17.5	17.7	17.8	17.4	16.9	17.5
		4	19.2	19.2	17.8	18.2	18.3	18.4	18.0	17.5	18.2
		5	19.6	19.6	18.1	18.5	18.7	18.8	18.4	17.9	18.5
重车下坡空车上坡	矿	1	17.3	17.1	16.2	16.6	16.6	16.7	16.7	15.7	16.5
		2	20.4	20.1	19.1	19.5	19.5	19.6	19.6	18.5	19.4
		3	21.6	21.4	20.3	20.8	20.8	20.9	20.9	19.6	20.6
		4	22.3	22.1	20.9	21.4	21.4	21.5	21.5	20.3	21.3
		5	22.8	22.5	21.3	21.8	21.8	22.0	22.0	20.7	21.7
	岩石	1	15.1	15.0	14.5	14.7	14.7	14.8	14.8	14.2	14.7
		2	18.8	18.6	18.0	18.3	18.3	18.4	18.4	17.6	18.3
		3	20.4	20.3	19.6	19.9	19.9	20.0	20.0	19.2	19.9
		4	21.3	21.2	20.5	20.8	20.8	20.9	20.9	20.1	20.8
		5	21.9	21.8	21.1	21.4	21.4	21.5	21.5	20.6	21.4

$l_1, l_2, \dots, l_n$ ——某年各台阶工作面装载至卸载点的平均运距, km;

$g_1, g_2, \dots, g_n$ ——某年各阶段相应的运量, t。

(2) 平均计算法, 按下式计算:

$$l_{CP} = \frac{l_1 Q_1 + l_2 Q_2 + \dots + l_n Q_n}{Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n} \quad (1-3-16)$$

式中 l_{CP} ——运输功平均运距, km,

$l_1, l_2, \dots, l_n$ ——各阶段工作面装载点至卸载点的平均运距, km,

$Q_1, Q_2, \dots, Q_n$ ——各台阶相应的运量, 万t。

(3) 计算年计算法, 按下式计算

$$l_i = \frac{l_{j1} g_{j1} + l_{j2} g_{j2} + \dots + l_{jn} g_{jn}}{g_{j1} + g_{j2} + \dots + g_{jn}} \quad (1-3-17)$$

式中 l_i ——计算年运输功平均运距, km,

l_{j1}, l_{j2}, l_{jn} ——运输功计算年各台阶工作面装载点至卸载点的平均运距, km,

$g_{j1}, g_{j2}, \dots, g_{jn}$ ——运输功计算年各台阶相应的运输量, 10⁴t。

汽车运距三种计算方法的应用:

(1) 计算矿山汽车数量, 年经营费, 汽修设施的汽车平均运距均可按式 (1-3-15) 求得。逐年运距求出后, 择其某年汽车数量和运输里程最大者作为运输方案的汽车台数和汽修设施规模的设计依据。

(2) 高阶段设计时,若没有条件按式(1-3-15)计算汽车平均运距,则可按式(1-3-16)计算运输功平均运距,并据此计算露天矿汽车运输平均年经营费。它虽不能反映矿山逐年的运输经济面貌,但却能代表整个矿山运输一般平均的经济效果。

(3) 若矿山汽车数量与汽修设计的运距无法按式(1-3-15)确定时,则可按式(1-3-17)计算。

上述三种汽车运距计算方法,矿(岩)运距均应分别计算。为了减少基建投资,避免造成设备和资金的积压,提高矿山前期的经济效益,除运输功计算年出现在矿山生产前期外,一般应分期求算平均运距及其汽车数量,并以前期的汽车数量概算基建投资。但有关定员编制及汽修设施仍应以整个矿山计算年运输功平均运距作为设计依据。

4) 时间利用系数

时间利用系数与电铲、汽车的完好状况及工作制度有关,一般按表1-3-38采用。

时间利用系数 表 1-3-38

每天工作班数	一	二	三
时间利用系数	0.9	0.85	0.75

5) 运输不均衡系数

运输不均衡系数应根据矿山具体情况确定,一般取1.05~1.15。生产规模大,装运条件好取小值,反之取大值。

6) 装车时间

挖掘机装载自卸汽车的时间主要与电铲作业循环时间及装载斗数有关。一般按下式计算。

$$t_z = \frac{1}{60} (n t_x + t_r) \quad (1-3-18)$$

式中 t_z ——挖掘机装车时间, min;

n ——装载斗数,可参考表(1-3-33);

t_r ——汽车入换时间,一般取20~25s;

t_x ——挖掘机作业循环时间, s; 当回转角为120°时,可按下式确定,

$$t_x = 20\sqrt{\gamma} + 1.2E \quad (1-3-19)$$

γ ——矿岩体重, t/m³;

E ——铲斗标准容积, m³。

挖掘机与汽车正常配合时的 t_x 和 t_r 见表1-3-39。

7) 卸载时间

汽车卸载时间主要取决于卸载物料的性质。正常情况下取1.0min。粘车严重时,可适当增加。

8) 调头及停留时间

调头时间与汽车和电铲的相对位置及装卸平台的布置形式、场地大小有关,一般取1.0min。

停留时间包括:等待、装卸及运行中的耽搁时间,它随汽车类型和运输距离而变化。

t_x 和 t_z 值表

表 1-3-39

汽车类型	挖掘机斗容 (m^3)	矿			石		
		t_x (s)	n	t_z (min)	t_x (s)	n	t_z (min)
EQ340	1	38	2	1.7	34	3	2.1
QD352	1	38	4	3.0	34	4	2.7
BJ371	2	39	5	3.7	35	6	3.9
B540	4	41	3	2.5	38	4	3.0
SH380A, 35D	4	41	4	3.2	38	4	3.0
50B	4	41	5	3.8	38	6	4.2
LN392	8	46	4	3.5	43	5	4.0
SF3100, 120C	10	48	5	4.4	45	6	4.9
170C	12	51	6	5.5	48	7	6.0

注: ①矿岩体重分别取3.3、2.7;

②当挖掘机作业回转角不是120°时, 表中 t_x 应乘以表1-3-40所列的修正系数。

回 转 角 修 正 系 数

表 1-3-40

回转角 (°)	75	90	120	150	180
修正系数	0.880	0.880	1.000	1.114	1.239

自卸汽车调头和停留总时间可参照表1-3-41采用。

汽车调头和停留总时间 (min)

表 1-3-41

汽车类型	汽 车 运 距 (km)				
	1	2	3	4	5
EQ340, QD352	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0
BJ371	3.3	3.8	4.3	4.8	5.3
B540, 350D	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5
SH380A, 50B					
LN392	3.8	4.3	4.8	5.3	5.8
SF3100, 120C	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
170C	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0

9) 自卸汽车出车率

自卸汽车出车率系指平均每班开动的汽车台数与在册汽车台数之比。而开动与在册汽车台数又和汽车大修里程(间隔)与大修周期中汽车保修里程(时间)有关。影响汽车出车率的因素很多, 如汽车检修能力、备品备件的供应情况、生产管理水平等。出车率可按下式计算。

$$K_k = \frac{L_d}{L_d + abe} \quad (1-3-20)$$

式中 K_k ——自卸汽车出车率, %;

L_d ——汽车大修间隔(里程), h(km);

a ——每日工作班数;

b ——大修周期中汽车保修工日及其它停驶工日, 其值见表1-3-42;

c ——班运时间(里程), $h(km)$ 。

保修工日及其它停驶工日

表 1-3-42

汽车类型		EQ340 QD352	BJ371	B540 35D SH380A 50B	LN392	SF3100 120C	170C
大修间隔(小时)		2600	2600	2600	3200	4800	4800
保修工日	大修	30	40	45	45	50	55
	中修				20	40	45
	小修	19	24	24	30	45	45
	三保	15	27	36	14	40	48
	二保	12	16	20	20	25	25
	一保	15	18	18	18	20	20
其它停驶工日		19	21	23	27	29	31
合计(日)		110	146	166	174	249	269

注: 其它停驶工日主要是因挖掘机检修及管理工作而影响的时间。

2. 汽车数量计算

1) 汽车台班运输能力

自卸汽车台班运输能力可按下式计算:

$$A = \frac{480G}{T} K_1 K_2 \quad (1-3-21)$$

式中 A ——自卸汽车台班运输能力, t ;

G ——自卸汽车额定载重量, t ;

K_1 ——汽车载重利用系数, 见表1-3-33;

K_2 ——汽车时间利用系数, 见表1-3-38;

T ——自卸汽车周转一次所需时间, min ;

$$T = t_s + t_y + t_q + t_d$$

t_s ——挖掘机装满一辆汽车的时间, 见表1-3-39;

t_y ——自卸汽车往返运行时间, min ;

$$t_y = \frac{120l}{v} \quad (1-3-22)$$

l ——自卸汽车平均运距, km ;

v ——自卸汽车平均运行速度, 见表(1-3-37);

t_q ——自卸汽车卸载时间, 一般取 $1.0min$;

t_d ——自卸汽车调头和停留时间, 见表1-3-41。

2) 自卸汽车需要数量计算

自卸汽车需要数量按下式计算:

养路设备配备参考表

表 1-3-43

序 号	设 备 名 称	小型(采剥总量<300万t/a)		中型(采剥总量300~1000万t/a)		大型(采剥总量1000~2000万t/a)		特大型(采剥总量>2000万t/a)	
		汽 车 载 重 量 (t)							
		≤15		15~32		32~68		68~154	
		规 格	数 量	规 格	数 量	规 格	数 量	规 格	数 量
1	破 碎 机	PEF250×400	0~1	PEF400×600	1	1.2~1.5m(旋回移动)	1	1.2~1.5m(旋回移动)	1
2	养路用推土机	(100~120)×0.745kW	0~1	(100~120)×0.745kW	1	(120~180)×0.745kW	1~2	(120~180)×0.745kW	≥2
3	压 路 机	静力式12~15t或振动式8~10t	0~1	静力式12~15t或振动式10~14t	1	静力式12~15t或振动式14t	1	静力式12~15t或振动式14t	1~2
4	平 路 机	160×0.745kW	0~1	160×0.745kW	1	160×0.745kW	1~2	160×0.745kW	≥2
5	前 装 机	1m³	0~1	1~3m³	1	3~5m³	1~2	3~5m³	≥2
6	洒 水 车	≤8t	1	8~20t	1~2	20~32t	2~3	≥32t	≥3
7	撒砂运石料自卸汽车	3.5~15t	0~1	3.5~20t	1~2	20~32t	2~3	20~32t	≥3

注, 1.推土机最好选用液压式的, 并适当选用少量轮胎式推土机, 以适应某些长距离工作的需要和增加工作的灵活性;

2.中小型露天矿, 当生产道路(包括临时线)少于5km时, 根据具体情况可不配备平路机;

3.养路设备数量, 在有条件情况下, 应由计算确定;

4.寒冷地区, 多雨地区和工程地质不良地带, 养路设备的数量, 根据具体情况, 可适当增减。

部分露天矿汽车运输主要技术经济指标

表 1-3-44

序号	指标名称	南芬铁矿		白银露天矿		金川镍矿		兰尖铁矿		德兴铜矿		独木露天矿	
		矿石	岩石	矿石	岩石	矿石	岩石	矿石	岩石	矿石	岩石	矿石	岩石
1	矿岩性质 f 体重 (t/m ³)	12~16 3.3	18~12 2.6	9~12 2.75~4.4	15~10 2.6	10~14 2.75~3.02	3~11 2.75	10~16 3.2~3.8	8~14 2.9	8~12 2.70	5~8 2.65	12~14 3.35	8~12 2.6
2	工作制度 (d/a)	330(三班)	365(三班)	365	365	330		330		330		330	350
3	年运量 (×10 ⁴ t/a)	2653		1#136 2#16	44 169	605		1346		948.04		99.2	98
4	电铲型号、斗容 (m ³)	WK-4 4	195-B 7.6	C9-3 3	ЭКТ-4 4	WK-4 4	WK-4 4	W-4 4		D-4, W-4(WK-4) 4(4.6)		W-4 4	
5	汽车型号 汽车额定载重 (t) 实际载重量 (t)	贝拉斯540 27 25.6	120C 27.109 22.5 88.9	玛斯 25 21	贝拉斯 27 26	SH-380 32	SH-380 32	T20 20	BJ-371	贝拉斯540 27 18.98		T-20 20	贝拉斯540 27
6	平均运距 (km)	1.83		1* 2*	3.66 3.36	3		0.35	1.0	0.629		1.30	1.45
7	平均运行速度 (km/h)	14	14	重车5~6, 空车16				15~20					
8	汽车出车率 (%)	79.4	85.1	1* 58.8 2* 54.3	71	56.2		57.7		38.5		15	
9	单台汽车效率 (×10 ⁴ t·km/a)	49.54	194.81	24.31		14		17.02		18.58		5.14	
10	道路最大纵坡 (%)	平坡	8上坡	8~9		8~12		8~12		7~8		8	
11	油耗: 燃油 (kg/km) 机油 (kg/km)	1.69 0.13	4.86 0.11	2.05, 2.48		2.54		0.11kg/t·km		15.1kg/100t·km		0.218 (kg/t·km)	
12	每条轮胎行驶里程 (km)	15297	2.7415	14000~34000		11410		33400		0.93条/万t·km		2700	
13	吨公里运输成本 (元)	0.54	0.34	0.48		0.50		0.41		0.6683			
14	大修间隔里程 (km) 中修间隔里程 (km) 三保间隔里程 (km) 二保间隔里程 (km) 一保间隔里程 (km) 零修间隔里程 (km)	60000 — 15000 5000 1000 —	100000 50000 10000 5000 1700 850	30000~35000 12000 8000~10000		15000							
15	指标年份	1983		1*, 1981; 2*, 1983		1984		1982		1984		1983	

续表

序号	指标名称	昆阳磷矿		铜录山露天矿		闲林埠钨铁矿		梓子峪铁矿		永平铜矿		金堆城钼矿	
		矿石	岩石	矿石	岩石	矿石	岩石	矿石	岩石	矿石	岩石	矿石	岩石
	矿岩性质 f	6~7	3~7	10~14	6~12	10~14	8~12	9~11	3~6 14~16	8~10	4~12	10~18	
	体重 (t/m ³)	2.41	2.13	2.2~3.82		3.84	2.85	2.95	2.7~2.8	3.12	2.75	2.7	
2	工作制度 (d/a)	330	330	330	330	330 (一班制)		330	330	330	330	330	330
3	年运量 ($\times 10^4$ t/a)			62.5	249.7	17.6	59.2	74.76	266.41	165	1092	320	
4	挖掘机型号、斗容 (m ³)	W-4 4		D-4 4	KT-4	WK-2 2		E-250 2.5	W-4 4	WK-4 4		WK-4 4	C9-3 3
5	汽车型号 汽车额定载重 (t) 实际载重量 (t)	T-2.5 20		T-20 20 13~15	BJ-371	T-20 20 12~13		贝拉斯5.0 27		贝拉斯540 27 24	SH38 32 22	T-20 20	
6	平均运距 (km)	2.3	1.06(81)	3.62		1.8~2.0	2.0~2.2	1.5~2.0		3.34	1.2	1.91	
7	平均运行速度 (km/h)			15		20		14~15					
8	汽车出车率 (%)	31.8		32.87				52		28.8		44.2	
9	单台汽车效率 ($\times 10^4$ t·km/a)	22.7万t/a		18.7		3474.97t·km/a		21		16.3	14	23.4	
10	道路最大纵坡 (%)	8		8 (平均0.3)		采场内7.6, 采场外 3~10		8~13		8		8	
11	油耗: 燃油 (kg/km) 机油 (kg/km)	1.4(0.115kg/t·km)		0.12 (kg/t·km)		0.137kg/t·km 0.0031kg/t·km		0.175kg/t·km		0.147(kg/t·km) 0.0218(kg/t·km)		1.11	
12	每条轮胎行驶里程 (km)	3.1套/万t		1.3条/万t·km		0.61条/万t·km		0.58条/万t·km		4.16条/万km		6.80条/万km	
13	吨公里运输成本 (元)	0.352		0.44				0.44		0.58		0.58	
14	大修间隔里程 (km) 中修间隔里程 (km) 三保间隔里程 (km) 二保间隔里程 (km) 一保间隔里程 (km) 零修间隔里程 (km)	48000 16000 4000 1000		8000h 4000h 2000h						48000 24000 4000 1000	40000 20000 4000 1000	40000~50000 20000~25000 小修10000~12500 4000~5000	
15	指标年份	1983		1983		1983		1983		1985		1983	

续表

序号	指标名称	大宝山铁矿	海南铁矿	大冶铁矿	万年石灰石矿	铁坑铁矿
1	矿岩性质 f 体重 (t/m ³)	矿石 岩石 块状4~7 土状1~2 2~4 块状2.65 土状2.18	矿石 岩石 12~14 10~18 3.2~4.2 2.55	矿石 岩石 8~12 6~12 3.6~4.1 2.7~2.8	矿石 岩石 8~10 2.6	矿石 岩石 4~6 2.26 2.2
2	工作制度 (d/a)			330 (三班制)	306 (一班制)	300
3	年运量 (万t/a)	164.83 182.52		191.4 1267.8	48.64	22.89 50.75
4	电铲型号、斗容 (m ³)	W-4 4		C9-3 3 4	WK-2 2	W-1001 W-1002 1
5	汽车型号 汽车额定载重 (t) 汽车实际载重 (t)	克拉斯 克拉斯SH380 12 12 32	太脱拉 贝拉斯 15 27	SH380 贝拉斯T-20 32 27 20 27 20~24 14~16	太脱拉 15 10	及桑TKL-208克拉斯 伊 士什TD-50 A-8 256 E-12 8 12 7 10
6	平均运距 (km)	2.6		2.0	0.2	2.27 1.56
7	平均运行速度 (km/h)	30~40		16	45	20 18
8	汽车出车率 (%)	53.5	17.9~42 (78~82年)	60.4	40	55.75
9	单台汽车效率 (×10 ⁴ t·km/a)	5.11万t/a	3.04 14.51	31.8	10.69	7.58 12.31
10	道路最大纵坡 (%)	8		8	12	11
11	油耗 燃油 (kg/km) 机油 (kg/km)	42.2kg/10 ² km	0.1752kg/t.km	0.139	0.55	0.088kg/t.km
12	每条轮胎行驶里程 (km)	14.7条/10 ⁴ km	1.26套/10 ⁴ t.km	0.473条/10 ⁴ t.km	0.001只/t.km	1817km/套
13	吨公里运输成本 (元)	0.34	0.68	0.772元/t	0.32~0.39	0.6085
14	大修间隔里程 (km) 中修间隔里程 (km) 三保间隔里程 (km) 二保间隔里程 (km) 一保间隔里程 (km) 零修间隔里程 (km)	新车12万第二次7~8万 第三次4~5万 18000 4500 1500				
15	指标年份	《露天矿运输工艺调查报告》 1982	同左	同左 1983	现场调查 1984	现场调查 1983

$$N = \frac{QK_3}{CHAK_4} \quad (1-3-23)$$

式中 N ——自卸汽车需要台数, 台;
 Q ——露天矿年运输量, t/a ;
 K_3 ——运输不均衡系数, $K=1.05\sim 1.15$;
 C ——每日工作班数;
 H ——年工作日数;
 A ——汽车台班能力, t ;
 K_4 ——自卸汽车出车率。

3.2.2.6 道路养护设备及人员

(1) 道路养护设备参考表1-3-43选取。
 (2) 道路养护维修工作制度, 除洒水车、平路机可根据具体情况和需要来确定工作班数外, 其它设备均采用一班制。

(3) 养路定员指标如下:
 养路设备定员每台班按1人考虑;
 养路技术人员定额每10km按1人考虑;
 养路工人定员: 移动线每公里1人; 固定线每公里1.5人。

3.2.2.7 主要技术经济指标

(1) 部分露天矿汽车运输主要技术经济指标见表1-3-44。
 (2) 汽车轮胎消耗一般指标参见表1-3-45。

汽车轮胎消耗一般指标

表 1-3-45

汽车载重吨位(t)	行驶里程定额(km)
3.5~15	15000~25000
20~68	15000~20000
100~154(电动轮)	20000~30000

注: 1. 当轮胎翻新率第一次达50%以上者或岩石硬度 $f < 10$, 且采场路面状况又较好时, 宜采用上限值, 反之采用下限值。

2. 有内胎的轮胎, 内胎与外胎之比, 一般为1:1。

(3) 汽车燃油消耗一般指标参见表1-3-46。
 (4) 汽车机油消耗一般指标参见表1-3-47。

3.2.3 公路开拓运输线路的布置方式

公路运输开拓线路的布置方式, 按照露天矿开采部位的不同, 分为山坡线路布置方式和深凹线路布置方式两类。按照线路形状不同, 分为树枝式、折返式、螺旋式、直进式四种基本方式, 以及这四种方式的不同组合形式。

3.2.3.1 山坡露天矿线路的布置方式

山坡露天矿汽车公路运输布线形式, 图示、适用条件、特点及实例参见表1-3-48。

汽车燃油消耗一般指标

表 1-3-46

设备型号	载重吨位 (t)	耗油指标 (kg/车百公里)	备 注
CA-40	3.5	20~35	汽 油
QD-352	7	35~55	柴 油
QQ-561	10	45~70	柴 油
T-138	12	45~75	柴 油
SH-361	15	65~100	柴 油
BJ-371	20	90~135	柴 油
T-20			
B-540	27	120~200	柴 油
SH-380A	32	120~200	柴 油
LN-392	68	270~400	柴 油
120C	108	450~680	柴 油
SF-3100	100		
170C	154	600~950	柴 油

注: 1. 当运输技术条件, 路面状况较差或重车上坡时, 宜采用上限值; 反之 (包括平坡) 宜采用下限值;
 2. 当运输条件较好, 但使用车辆超过规定年限或修理能力较差, 车况不好时, 可采用偏上限值;
 3. 除CA-40汽车为汽油外, 其它均为柴油。

汽车机油消耗一般指标

表 1-3-47

汽 车 类 型	汽 车 类 型 (载重量)		
	3.5~15t	20~68t	100~154t
消耗指标占燃油的百分比 (%)	7~8	10~15	8~10

3.2.3.2 深凹露天矿线路的布置方式

深凹露天矿汽车公路运输布线形式、图示、适用条件、特点及实例参见表1-3-49。

3.2.3.3 露天矿移动线路布置方式

采用陡帮开采工艺一般配用采场内移动公路干线。移动线路的布置方式, 系根据采剥作业方式, 推进方向, 同时开采阶段数及其工作线长度, 以及主要运输干线的相对位置来确定。

例如, 德兴铜矿陡帮开采设计 (组合阶段), 其固定公路干线布置在采场外东侧, 进采场后的移动干线, 要在采场工作面爬坡, 克服一个组合阶段的高差 (为3~4个阶段, 高差约36~48m), 其布置方式系根据工作面布线条件而定, 可用“直进式”, “直进一折返式”或“直进一螺旋式”等。

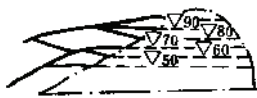
3.2.4 公路开拓运输线路布置实例

永平铜矿公路开拓布线方案选择

永平铜矿是一个兼有山坡和深凹开采的大型露天矿。采用汽车运输开拓。最高开采阶段标高在下盘为+442m, 坑底标高为-2m, 山坡与深凹露天分界为+154m, 总出入车沟口有两个: 一个在采场北端 (选厂所在方向) +154m, 为矿岩总出入车沟口; 另一个在采场西南 (下盘) +230m, 为废石总出入沟口。采坑在+94m以下分南北两坑。山坡部分采用折返线进入采场的布线方式。深凹部分采用下盘“直进一折返一螺旋”混合式。新水平准备工作和采剥工作面的联络线路均为临时移动线路。

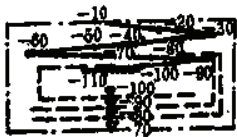
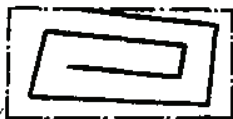
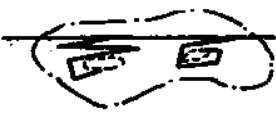
山坡露天矿汽车公路运输布置方式

表 1-3-48

布线形式	图 示	适用条件、特点及实例
1. 树枝直进式		适于出线端地形平缓的山坡露天矿 特点：各开采水平分支线全部与主干线相连接，运距短；汽车在回头曲线上的行驶机会少；干线、支线界线分明；投资省 实例：贵州长冲河铅土矿（图1-3-8） 小山坝铝土矿以及各类型缓倾斜薄矿体和中厚矿体 山坡型铝（矾）土矿、粘土矿等
2. 采场外折返式		适于出线端地形较陡峭的山坡露天矿 特点：两个以上的开采水平共用一条进出车线，采场内用移动线路联络。该布线方式运距较长，汽车在回头曲线上行车机会多，采场内联络线移设频繁、干扰较大。但干线不进采场，不受爆破的影响 实例：德兴铜矿、兰尖铁矿、宜春钨钼矿
3. 进入采场内折返式		适于采场内同时作业阶段数不多的山坡露天矿，且出线端地形很复杂，特别适于采场外展线地形低于上部开采水平标高山坡露天矿 特点：线路局部（主要是山坡上部开采水平）进入采场，采场内干线随开采水平下降而消失，与采场外线路的联系随之被截断，给边坡维护所需的联络（或二次扩帮）运输带来困难。位于采场内线路常受爆破影响，行车条件较差，开采强度受一定限制 实例：永平铜矿（图1-3-9），铁坑铁矿东采区等

深凹露天矿汽车公路运输线路布置方式

表 1-3-49

布线形式	图 示	适用条件、特点及实例
1.折返式		适用条件：单一折返线路，可适用走向长度较长，开采深度中等的深凹露天矿，双侧单线和单侧双线线路，则适用走向长度很长，或运量很大的大型、特大型深凹露天矿 特点：线路均布设于露天矿非工作帮和端帮的最终边帮上。根据露天矿走向的长度，决定折返次数，一般1~2个开采阶段折返一次 实例：1.大石桥铁矿，（图1-3-10）； 2.金川铜矿露天采矿场。
2.螺旋式		适用条件：露天矿形状近于圆形或椭圆形，同时工作台阶数不宜过多的大、中、小型露天矿。对于深凹露天矿接近采场底的2~3个开采阶段，常采用此方式。 特点：线路均设在露天矿最终帮上。线路环绕上下盘及端部边帮。该线路无回头曲线，行车条件较好，露天矿矿帮量小。但开沟方向和位置随线路变化而变化，生产管理较复杂，矿石贫化，损失较大。 实例：铜绿山铜矿（图1-3-11），吉山铁矿（图1-3-12），厂坝铜矿，永平铜矿深部露天，德兴铜矿深部露天，金堆城铜矿深部露天，大冶东露天深部露天采矿场
3.“折返—螺旋”式		适用条件：露天矿上中部尺寸长，深部尺寸短的单底或多底（2个或更多个）的大型、特大型深凹露天矿 特点：露天矿上部、中部为折返线，深部少数（2~3）个阶段为螺旋线 实例：铜山口铜矿（图1-3-13）白银露天矿折腰山采矿场，火焰山采矿场
4.“直进—折返—螺旋”式		适用条件：露天矿上中部尺寸很大，开采阶段较多，深部尺寸变小，并形成多底的大型、特大型深凹露天矿 特点：露天矿上部为直进式，中部为折返式、下部为螺旋式 实例：1.金堆城铜矿（图1-3-14） 2.永平铜矿 3.德兴铜矿

在山坡开采线路布置方式的选择时,拟定以树枝式和折返式(包括进入和不进入采场两种)两方案进行比较。由于开采最高阶段高于北端展线地形,且进线端(北端)地形切割剧烈,只有采用折返线进入采场才能展线至+430m水平。为了确保线路畅通,设计在上盘又布置了一条环形直进线路通往南端。鉴于以技术的可行性就能对方案做出明确选择,因此在经济和其它方面就无须多加论证。

在深凹开采线路布置方式选择时,拟定了上下盘折返式和上下盘“折返—螺旋式”以及下盘“直进—折返—螺旋式”多方案比较。首先,分析了露天矿在+94m以下分成南北两个尺寸约各半的小采坑。若该水平以下两坑都采用折返线路,必将增加扩帮量,但是因南坑下盘由于矿体倾角远小于终了阶段坡面角,采用折返线不会引起下盘边界大量扩帮,若采用螺旋线进入上盘,因其边坡系按终了阶段坡面角设计,反而引起大量扩帮,所以决定南坑采用折返线;北坑上下盘均按最终边坡角设计,为减少扩帮量,应利用南北分坑的“岩岛”布置螺旋线为宜;对94m以上,由于露天矿长轴达1700m,可采用“直进—折返”线路。对于线路所在部位的选择,考虑北坑上盘工程地质条件差,不宜布线,主要排弃场在下盘(西部),因此线路宜布设在下盘合理。

对+154m以上,西部废石运输开拓线路的选择,拟定了两个方案:一个是采场内固定折返线路,并采用隧道穿过下盘边坡进入西部排弃场;一个是在采场外北端布设折返线进入西部排弃场。两方案比较结果,详见表1-3-50。

开拓线路方案比较表

表 1-3-50

序号	项 目	方 案		备 注
		采场内线路	采场外线路	
一	平均运距(m)	2740	5250	
1	主干线(m)	1840	3900	
2	临时线(m)	900	1350	
二	设 备			
1	汽车数量(台)	15	18	在册
2	汽车台效(万 ³ /台·a)	88	73.3	在册
三	投 资	2121.6	2087.0	
1	设 备(万元)	1600	1800	
2	工 程 量(万元)	621.6	287	
四	年经营费 万元/a	1315	2520	

注:1.表1-3-50中数据取自该矿1974年初步设计。

2.本表表明,采场内布线方案设备效率高、年经营费低、行车条件好,明显优于采场外布线方案。

永平铜矿汽车开拓线路方案,详见图1-3-9。

3.2.5 国内部分露天矿公路开拓运输的主要技术特征

其主要技术特征见表1-3-51及图1-3-8~1-3-14。

3.3 铁路开拓运输

铁路开拓运输在我国和苏联的露天铁矿中仍占重要地位。一般,当露天矿的运量大、地形坡度在30°以下,比高在200m以下时,采用铁路单一开拓运输方式具有明显的优越性。

国内部分露天矿公路开拓运输的主要技术特征一览表

表 1-3-51

序号	项 目	白银露天矿2°采场	永平铜矿	金堆城钼矿	铜山口铜矿	铜录山铜矿	金川铜矿	铁坑铁矿东采区	宝山铜矿	吉山铁矿	厂坝铅锌矿	云浮硫铁矿
一	几何尺寸											
1	最高边坡标高(m)	+1918	+442	+1280	+158	+35	+1760	+320	+520	+103	+1610	+510
2	开采最低标高(m)	+1660	-2	+840	-106	-124	+1532	+97	+315	-89, -29	+1286	+46
3	露天底个数(个)	1	2	1	3	1	1	3	1	2	1	1
4	山坡深凹分界标高(m)	+1873	+154	+1146	+50	+34	+1700	+169	+395	+53	+1334	+370
5	深凹采深(m)	210	156	308	156	156	168	72	80	144	48	234
6	总出人车沟口标高(m)	+1873	+154	+1146	+50	+34	+1628	+145	+95	+53, +67	+1334	+370
7	上部最大尺寸											
	长度(m)	1030	1700	1200	1000	620	1030	800	510	960	560	1630
	宽度(m)	560	1200	800	54	470	500~600	700	550	500	520	820
二	年运输矿岩量											
1	矿石量($\times 10^4$ t)	160	330	250万 m^3	99	200t/d	200万 m^3	85	86	120	33	360
2	岩石量($\times 10^4$ t)	349	1485	150万 m^3				183	—	157	169万 m^3	660
三	自卸汽车, 型号	GA3-540	GA3-540 SH-380	T-20		T-20, 371		GA3-540	GA3-540 贝利特	BJ370 SH-380		GA3-540
	载重量(t)	27	27, 32	20	12	20	12, 32	27	12, 27	20, 32	27	27
	数量(台)	—	84	23	11	50	6, 80	18	共 60	2, 16		106
四	线路布置方式											
1	山坡部分	树枝式	折返	树枝式	树枝式	树枝式	树枝式	折返	折返	—	树枝式	折返
2	深凹部分	折返—螺旋	直进—折返—螺旋	折返—螺旋	折返—螺旋	折返—螺旋	折返	折返	折返	螺旋	螺旋	折返
五	线路技术参数											
1	平均纵坡(%)	6~8	6.8	8	6~9	6.3	8	6	8	6	6.2	8
2	最大纵坡(%)	9	10	10	9	8		10	13~15	—	8	—
3	回头弯半径(m)	15	20	15~20	15~20	20	15~20	25	15	15	15	—
4	路基宽度(m)	12	12~16	12	11~12	12~14		12	12	12	12	14
5	路面宽度(m)	10.5	10~14	8~8.5	8.5			9.5	9.5	9.5	—	—
六	资料来源及年份	白银矿总 设计资料	南昌有色 院1974年初 设	北京有色 院二期修改 初设, 1972 年8月	长沙有色 院初设, 1972 年4月	长沙有色 院可行性研 究, 1983年 10月	北京有色 院施工图 1984年12月	南昌有色 院初设1978 年		马鞍山设 计院可行性 研究1984. 10	兰州有色 院施工图 1983.8	连云港化 工院初设 1977.8
七	图 号		1-3-9	1-3-14	1-3-13	1-3-11				1-3-12		

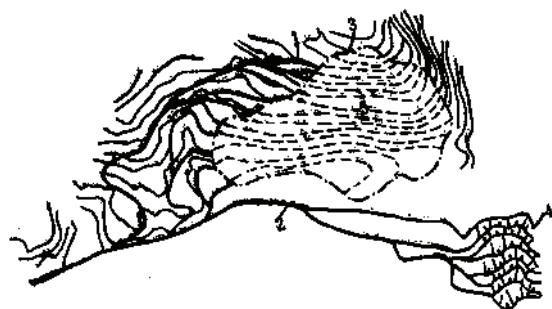


图 1-3-8 长冲河铝土矿树枝式公路开拓运输系统示意图 (设计资料)

1—通往山坡露天矿树枝式公路干线; 2—通往剥离物排弃场公路干线; 3—山坡露天矿开采境界线; 4—剥离物排弃场; 5—露天采场

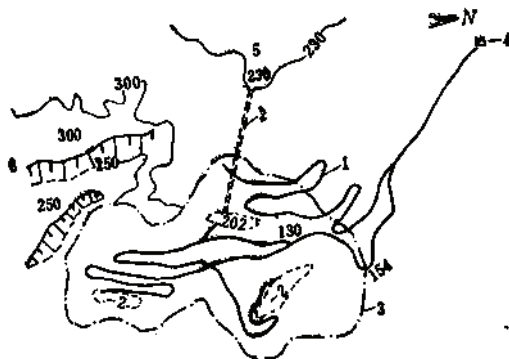


图 1-3-9 永平铜矿采场内折返式公路开拓运输系统示意图 (设计资料)

1—上山公路; 2—露天底至排弃场隧道; 3—露天开采境界线; 4—粗破碎站; 5—西部剥离物排弃场; 6—南部剥离物排弃场

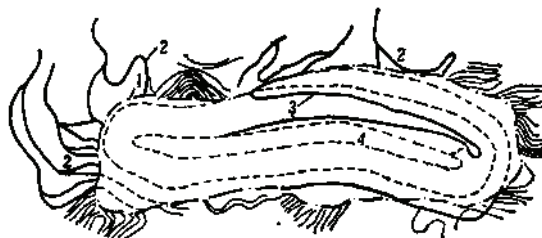


图 1-3-10 大石桥铁矿折返式公路开拓运输系统示意图 (设计资料)

1—露天开采境界线; 2—树枝式公路干线; 3—折返式公路干线; 4—露天底

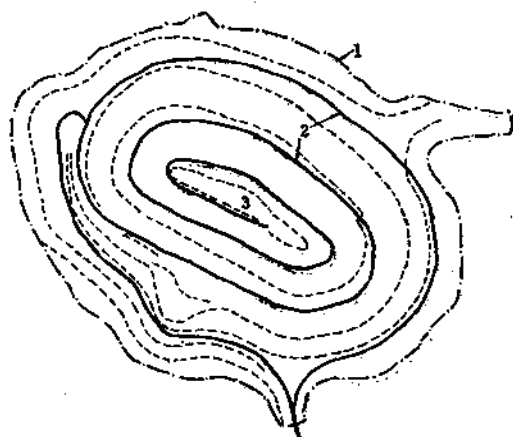


图 1-3-11 铜绿山铜矿深凹露天矿螺旋式公路运输系统示意图 (设计资料)
1—深凹露天矿开采境界线; 2—螺旋式公路干线; 3—露天底

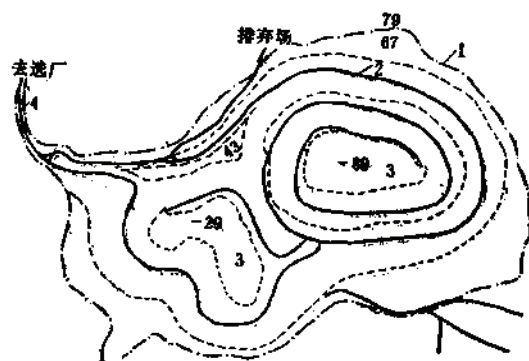


图 1-3-12 吉山铁矿深凹露天矿螺旋式公路开拓运输系统示意图 (设计资料)
1—露天开采境界线; 2—螺旋式公路干线; 3—露天底; 4—深凹露天公路总入车沟

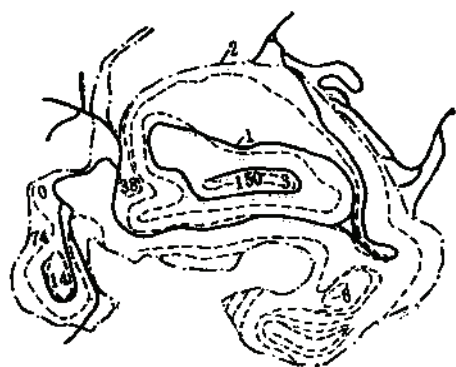


图 1-3-13 铜山口露天采场折返—螺旋式公路开拓运输系统示意图 (设计资料)
1—折返—螺旋式公路干线; 2—露天采场境界线; 3—露天底

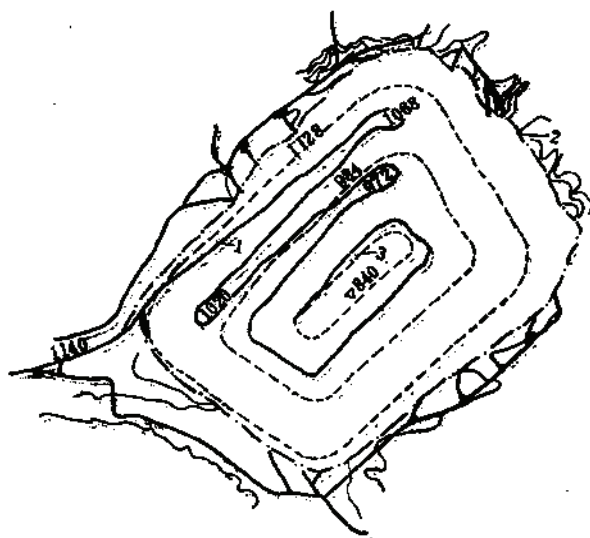


图 1-3-14 金堆城铅矿直进—折返—螺旋式开拓运输 (设计资料) 系统示意图
1—进深凹露天采场公路干线; 2—露天开采境界线; 3—露天底

在苏联,一些用铁路运输的露天矿,改用牵引机组,将线路限制坡度提高到40~60%,开采深度可下延至300~400m。

露天矿铁路开拓运输按轨型可划分为准轨与窄轨两大类型。

3.3.1 铁路运输

3.3.1.1 轨距及设备的选择

1. 轨距的选择

(1) 1435mm轨距适用于年采掘量在600万t以上的大型露天矿。

(2) 762mm轨距,一般适用于年采掘量在250万t以下的矿山。900mm轨距,则只有当年采掘量超过250万t时,才有考虑的必要。

(3) 600mm轨距适用于年采掘量小于50万t的矿山,一般用于地下开采地表运输,以及在小型露天矿中与斜坡卷扬运输相配合。

(4) 当矿山内(外)部已有铁路时,新建铁路的轨距应力求与其统一。

2. 设备的选择

运输设备的选择应在选择运输方式时全面考虑。一般应考虑以下几个因素:

(1) 对新建露天矿,应根据采矿规模、露天矿深度、阶段高度、采掘设备类型、服务年限、矿区自然条件、动力供应及临近厂(矿)运输设备等情况,认真作好选型方案,经技术经济比较确定;

(2) 要选用系列型谱设备,在一个厂、矿内要尽量减少设备品种,以利简化修理设施;

(3) 改建和扩建厂矿,要充分利用和发挥现有设备的潜力。

机车、车辆的选型一般可参考表1-3-52。

机车、车辆选型参考表

表 1-3-52

总采掘量(万t/a)			≥2000	≥600	≥250	100~250	<50
设 备	山坡 露天	机车	电—100 电—150	电—100	电—20、40	电—20、14	电—9、14
		矿车	100t	60t	11m³	4~6m³	1.2~2.6m³
	深凹 露天	机车	电—80重联 电—150	电—100 电—80重联 电—150	电—40		
		矿车	60t 100t	60t	11m³		
	轨距(mm)		1435	1435	900	762	600
	装车电铲(m³)		≥4	4	≥2	≥1	≥0.5

注: 1. 电—100, 即粘重100t直流电机车;

2. 电80重联, 系对矿山濒于淘汰的80t电机车进行技术改造, 将两台80t电机车连成一体, 成为一台160t电机车。

3.3.1.2 铁路线路技术条件

1. 线路等级划分

1) 线路分类

根据露天矿山生产工艺的特点, 铁路线路可分为三类:

(1) 固定线: 露天矿的运输干线、站线, 以及使用年限大于三年以上的路线。

(2) 半固定线, 通往采矿场或剥离物排弃场的运输线路, 深凹露天矿的移动坑线等。移设周期或使用年限小于三年, 大于一年的线路。

(3) 移动线: 随采场、剥离物排弃场的装、卸作业推进而移设(移动线运量相差不大, 均在300万t以下), 移设周期或使用年限小于一年的线路。

2) 线路等级

接单线重车方向的年运量划分的铁路线路等级, 见表1-3-53及表1-3-54。

准轨铁路线路等级

表 1-3-53

线路类别	铁路等级	单线重车方向的年运量 (t)
固定线或半固定线	I	>600万
	II	<600万; >300万
	III	<300万
移动线、联络线及其它线	不 分 级	

窄轨铁路线路等级

表 1-3-54

类别	线路等级	单线重车方向最大年运量 (t)		
		铁 路 · 轨 距 (mm)		
		600	762	900
矿内线	I	—	150万~200万	>250万
	II	30万~50万	50万~150万	150万~250万
	III	<30万	<50万	<150万
矿外线	I	—	100万~150万	>150万
	II	30万~50万	50万~100万	100万~150万
	III	<30万	<50万	<100万

注: 1. 矿内线运量系按重车下坡计算。

2. 移动线和辅助线不分等级。

准轨铁路最小平曲线半径 (m)

表 1-3-55

线路等级及名称		机 车 车 辆 类 型					
		一 类		二 类		三 类	
		一般地段	困难地段	一般地段	困难地段	一般地段	困难地段
固定线	I、II	180	150	200	150	250	200
	III	150	120	180	150	200	180
半固定线	I、II	150	120	180	150	200	180
	III	120	100	150	120	180	150
移动线	采场内	120	80 (60)	120	100 (80)	150	120
	向曲线外侧卸车的卸车线	200	150	200	150	250	200
	向曲线内侧卸车的卸车线	300	250	300	250	300	250

注: 1. 机车车辆类型分类:

一类: 机车固定轴距小于、等于2.6m, 全轴距小于11m;

矿车固定轴距为1.8m, 全轴距小于11m。

二类: 机车固定轴距小于、等于2.6m, 全轴距小于16m;

矿车固定轴距1.8m, 全轴距小于11m。

三类: 矿车固定轴距1.2m×2, 全轴距小于13m。

2. 改、扩建矿山利用旧有机车固定轴距大于2.6m, 小于3m时可参照二类标准。

3. 联络线和其它线 III 级半固定线标准。特别困难地段最小曲线半径, II 级固定线可降至半固定线的相应等级;

II 级半固定线可降至 III 级半固定线标准; 为新水平准备的采场内环形移动线, 可采用括号内数值, 以低速通过。

2. 线路平面技术条件

1) 最小平曲线半径

准轨铁路与窄轨铁路最小平曲线半径分别见表1-3-55及表1-3-56。

窄轨铁路移动线和辅助线最小曲线半径见表1-3-57。

窄轨铁路最小平曲线半径 (m)

表 1-3-55

线路等级	固 定 轴 距 (m)					
	< 2.0				2.1~3.0	
	铁 路 轨 距 (mm)					
	600		762, 900		762, 900	
	矿 内 线	矿 外 线	矿 内 线	矿 外 线	矿 内 线	矿 外 线
I	—	—	100	120	120	150
II	50	60	80	100	100	120
III	30	40	60	80	80	100

窄轨铁路移动线和辅助线最小曲线半径 (m)

表 1-3-57

作 业 性 质		固 定 轴 距 (m)		
		< 2.0		2.1~3.0
		铁 路 轨 距 (mm)		
		600	762、900	762、900
移 动 线	装车线	30	60	80
	向曲线外侧卸车线	30	60	80
	向曲线内侧卸车线	50	80	100
辅 助 线		不小于固定轴距的10倍		不小于固定轴距的20倍

注：在条件特别困难的地段，I、II级线可按表1-3-56的规定降低一级，III级线和移动线的初始路基，对于600mm轨距铁路不小于固定轴距的15倍；对于762、900mm轨距铁路不小于固定轴距的2.5倍。

改建旧线和增建第二线时，曲线半径值可为非整数。

2) 线间距

(1) 区间直线地段间距

准轨铁路区间直线地段间距 (m)

表 1-3-58

线 路 名 称	间 距
双线地段	4.3
第二线与第三线间 (线间设有信号机或正弓电柱)	5.3
线间设有一旁弓电柱	6.5
线间设有两旁弓电柱	8.5

注：有充分设计依据时，双线地段可减至4.1m。

窄轨铁路区间直线地段两相邻线路中心线间距：电力机车按机车宽度加0.5m或车辆

宽度加0.7m计算取大值,若两线间需设接触网支柱时,另加0.6m。

(2) 曲线地段两相邻线间距加宽值

准轨铁路曲线加宽的计算公式:

在区间: $h_1 > h_2$ 时:

$$W = \frac{42000}{R} + 1.5h'_1; \quad (1-3-24)$$

$h_1 \leq h_2$ 时

$$W = \frac{42000}{R} \quad (1-3-25)$$

在车站: $h_1 > 0, h_2 = 0$ 时

准轨铁路两相邻曲线线路中心线的水平距离加宽值 (mm) 表 1-3-59

R (m)	在 区 间		在 车 站		
	$h_1 > h_2$	$h_1 \leq h_2$	$\begin{matrix} h_1 > 0 \\ h_2 = 0 \end{matrix}$	正 线 间	$\begin{matrix} h_1 = 0 \\ h_2 > 0 \end{matrix}$
1200	60	35	80	按 区 间 标 准	35
1000	65	40	85		40
950	75	45	105		45
900	75	45	105		45
850	80	50	110		50
800	80	50	110		50
750	85	55	115		55
700	90	60	120		60
650	100	65	140		65
600	105	70	145		70
550	110	75	150		75
500	130	85	175		85
450	140	95	185		95
400	165	105	225		105
350	185	120	255		120
300	215	140	295		140
250	265	170	365		170
200	320	210	435		210
190	340	220	460		220
180	370	235	505		235
170	380	245	520		245
160	405	265	550		265
150	430	280	580		280
140	455	300	615		300
130	505	325	685		325
120	535	350	725		350
110	590	380	—		—
100	645	420	—		—

注: 1. h_1 —外线的外轨超高值 (mm);

2. h_2 —内线的外轨超高值 (mm);

3. 本表按最高行车速度40km/h, 最大超高值为125mm计算, 若大于此值可按公式计算。

$$W = \frac{42000}{R} + 3h'_1 \quad (1-3-26)$$

$h_1 = 0 \quad h_2 > 0$ 时

$$W = \frac{42000}{R} \quad (1-3-27)$$

式中 W ——在区间或车站上，两相邻曲线中心的水平距离加宽值，mm；

h_1 ——外线的外轨超高值，(h'_1 为外线的外轨超高值 + 施工误差值，mm)；

h_2 ——内线的外轨超高值，mm；

R ——曲线半径，m。

窄轨铁路曲线加宽计算公式：(在区间或车站)

曲线内侧加宽 W_n (mm)

$$W_n = \frac{l^2}{8R} \times 1000 + \frac{H}{S_i} h \quad (1-3-28)$$

曲线外侧加宽 W_y (mm)

$$W_y = \frac{L^2 - l^2}{8R} \times 1000 \quad (1-3-29)$$

曲线内外侧总加宽 (mm)

$$W = W_n + W_y \quad (1-3-30)$$

式中 R ——曲线半径，m；

H ——由于车辆因线路外轨超高(h)而引起的车体内倾距轨面高度，mm；

h ——外轨超高，mm；

L ——车体长度，m；

l ——转向架中心销距，m；

$$l = \frac{L}{\sqrt{2}}$$

S_i ——两轨中心距，600、762、900mm 轨距分别采用 640、800、950mm。

3) 缓和曲线

准轨铁路行车速度大于或等于 30km/h，曲线半径小于等于 200m 的固定线，在圆曲线与直线间按表 1-3-61 的规定设置缓和曲线；在不设缓和曲线的圆曲线与直线间应设置满足外轨超高和轨距加宽要求的递减距离，其长度不应小于表 1-3-62 的规定，窄轨铁路不设缓和曲线按表 1-3-63 设递减距离。

4) 夹直线最小长度规定：

两相邻缓和曲线或圆曲线递减距离间夹直线的最小长度：准轨铁路按表 1-3-64 规定；窄轨铁路按不小于一个机车或车辆的最大长度取用。

3. 线路纵断面技术条件

1) 限制坡度

区间线路的限制坡度应根据露天矿的生产要求，近远期运量，线路等级，机车车辆类型及列车组成，结合地形和矿床条件，经技术经济比较确定，其值不应大于 1-3-65 的规定。

窄轨铁路两相邻曲线线路中心线的水平距离加宽值 (mm) 表 1-3-60

曲线半径 R (mm)	曲线线路的外轨超高大于内侧线路的外轨超高时				任何其它的情况			
	600	762, 900			600	762, 900		
	L × H 5 × 2.8	L × H 6 × 2.8	L × H 7 × 2.4	L × H 10 × 3.4	L = 5	L = 5	L = 7	L = 10
600	—	35	40	50	—	10	10	20
550	—	35	40	55	—	10	10	25
500	—	40	45	60	—	10	10	25
450	—	40	55	65	—	10	15	30
400	—	45	60	70	—	10	15	30
350	—	50	70	85	—	10	20	35
300	55	55	80	95	10	10	20	40
250	65	65	95	120	10	10	25	50
200	85	85	115	150	15	15	30	65
180	100	100	130	170	20	20	35	70
150	105	105	150	200	20	20	40	85
120	105	105	150	200	25	25	50	105
100	120	120	170	240	30	30	60	125
80	120	120	170	240	40	40	75	155
60	140	140	210	320	50	50	100	210
50	140	140	—	—	60	60	120	250
40	140	140	—	—	80	80	150	—
30	175	175	—	—	100	100	200	—

注: L—车体长度(m); H—车体高度(m)。

2) 曲线折减坡度

平面曲线范围内的曲线折减按表1-3-66的规定确定, 重车下坡时可不折减。

表中 i_R ——平曲线内纵坡折减值(‰);

R——平曲线半径;

当曲线范围内的坡段长度等于或大于列车长时:

$\Sigma\alpha$ ——位于列车长度范围内的曲线转向角的总和, (°);

L——列车长度(m);

当曲线范围内的坡段长度小于列车长度时:

$\Sigma\alpha$ ——位于坡段长度范围内的曲线转向角的总和, (°);

L——坡段长度(m);

3) 隧道折减坡度

隧道内坡度折减, 主要是考虑隧道内机车粘着系数降低, 隧道附加空气阻力, 其值按表1-3-67系数折减。(位于曲线地段的隧道应先进行隧道折减再按曲线折减)。

4) 最小坡段长度

设计纵断面时, 应尽量采用较长的坡段, 一般不短于表1-3-68的规定, 坡段长一般取为10m的整倍数。

5) 竖曲线设置要求

两相邻坡段其坡度代数差大于表1-3-69规定时, 应以竖曲线连接。

缓和曲线长度 (m)

表 1-3-61

曲线半径 R (m)	计 算 速 度 (km/h)					
	30		35		40	
	一般地段	困难地段	一般地段	困难地段	一般地段	困难地段
200	—	—	—	—	25	20
190	—	—	—	—	30	25
180	—	—	—	—	30	25
170	—	—	—	—	30	25
160	—	—	25	20	30	25
150	—	—	25	20	35	25
140	—	—	30	25	35	30
130	—	—	30	25	40	30
120	25	15	35	30	40	35

准轨铁路递减距离 (m)

表 1-3-62

曲线半径 R (m)	计 算 速 度 (km/h)					
	15	20	25	30	35	40
1200						5
1000						5
950						8
900					5	8
850					5	8
800					5	8
750					5	8
700					8	8
650				5	8	10
600				5	8	10
550				8	8	10
500				8	10	13
450			5	8	10	13
400			5	8	13	15
350	3	3	8	10	13	18
300	3	5	8	13	15	20
250	5	5	10	15	18	20
200	5	8	13	18	20	24
190	8	8	13	18	20	26
180	8	8	13	20	20	28
170	8	10	15	20	22	28
160	8	10	15	20	24	30
150	8	10	15	20	24	32
140	10	10	18	20	26	34
130	10	13	18	22	28	38
120	10	13	20	22	32	40
110	10	15	20	24	34	44
100	10	15	20	28	38	48

窄轨铁路递减距离

表 1-3-63

曲线半径 R (m)	各级计算速度 (v , km/h) 时的递减距离														
	10			15			20			25			30		
	600	762	900	600	762	900	600	762	900	600	762	900	600	762	900
1000															4
800															4
700															4
600															4
550															4
500															4
450															4
400															4
350															4
300															4
250															4
200															4
180															4
150															4
120															4
100															4
80															4
60															4
50															4
40															4
30															4

夹直线最小长度 (m)

表 1-3-64

路线等级及名称	一般地段	困难地段
I、II级固定线	30	20
III级固定线及半固定线	20	15

注：改建线路可采用复曲线但其曲率差不得大于0.003。

限制坡度 (%)

表 1-3-65

运输条件及路线等级	电力、内燃机车牵引	
	一般条件	特殊条件
准轨铁路：重车上坡	25	30
重车下坡	35	40
窄轨铁路：矿外线：I	10	—
II	12	—
III	15	—
矿内线：矿车有自动制动装置	30	—
矿车无制动装置	15	—

注：联络线的限制坡度，可设计为大于正线的限制坡度，但不宜大于表1-3-65的规定。

曲线折减坡度计算公式

表 1-3-66

铁路轨距	曲线长度大于或等于列车长时	曲线长度小于列车长时
1435	$i_R = 700/R$	$i_R = 12.2\Sigma a/L$
900	$i_R = 315/R$	$i_R = 5.6\Sigma a/L$
762	$i_R = 267/R$	$i_R = 4.6\Sigma a/L$
600	$i_R = 210/R$	$i_R = 3.7\Sigma a/L$

隧道内线路最大坡度系数

表 1-3-67

隧道长度 (m)	准 轨			窄 轨	
	501~1000	1001~4000	>4000	301~1000	1000以上
系 数	0.95	0.90	0.85	0.9	0.85

最小坡段长度 (m)

表 1-3-68

线路类别	1435 轨 距		900、762、600轨距	
	一 般	困 难	一 般	困 难
I、II级线	200	一个列车长	一个列车长	$\frac{1}{2}$ 列车长
III级线及移动线、联络线	140	$\frac{2}{3}$ 列车长但不小于80m	一个列车长	$\frac{1}{2}$ 列车长
选 车 线	平 直 道	不小于最长机车车辆长度		

竖曲线半径 (m)

表 1-3-69

线 路 等 级		轨 距 (mm)	需设置竖曲线的 坡度代数差 Δi (%)	竖曲线半径 (m)
I、II级固定线	一般条件	1435	≥ 4	≥ 2000
	困难条件			≥ 1000
III级固定线、半固定线		1435	≥ 4	≥ 1000
I、II级固定线	一般条件	762、900	≥ 6	2000
	困难条件	762、900	≥ 9	1000
III级固定线		600	≥ 9	1000

注：1. 各等级线路当采用100t矿车时，竖曲线半径不应小于2000m；

2. 竖曲线不应与缓和曲线重叠；

3. 竖曲线不应设在无砟桥及明桥面的桥面上和曲线外轨超高递减距离范围内；

4. 竖曲线应尽量避免与道岔重叠；困难条件下必须重叠时，竖曲线半径不应小于2000m；

5. 移动线可不设竖曲线；

6. 当外矢计算值小于10mm时，应加大竖曲线半径。

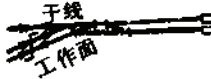
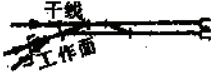
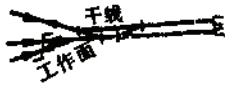
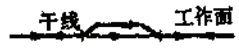
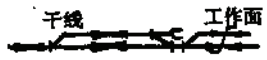
3.3.1.3 铁路车站

1. 一般规定

(1) 铁路车站线路应设在直线上；当受地形及矿体开拓条件的限制、使用年限又不太长时，可将车站线路设在曲线上。车站两端道岔咽喉区范围内的线路应设在直线上。车

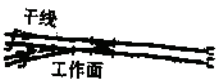
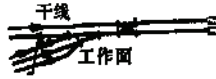
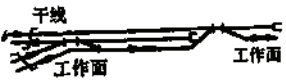
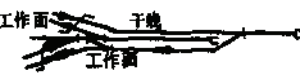
单线车站

表 1-3-70

车站名称	站型	说明
折返式会让站		适用于环状折返式运输
		进站前一段线路纵断面符合同时接发车条件能力有富余时
		与(2)条件相反,增设了平行进路,提高通过能力
		
		
		
直通式会让站		进站前一段线路纵断面符合同时接发车条件
		与(1)条件相反设安全线,以达到彼此隔开的目的
		适用于双工作面地段,其它条件同(1)
		(2)与(3)条件同时并存时采用
		适用于双工作面地段,并需设有一定平行进路,才能满足能力要求时

复线车站

表 1-3-71

车站名称	站型	说明
燕尾式折返站		复线平面交叉燕尾式折返站
		使用条件与(1)相同, 仅在车站直接与工作面线路相接
		适用条件与(1)相同, 仅增加了一条折返线增加了平行进路
套袖式折返站		套袖式车站一般系在燕尾式或混合式车站不能满足要求时使用
		
		

卸矿车站

表 1-3-72

车站名称	站型	说明
卸矿站		卸车站干线为单线设一股卸车线
		卸车站、干线为双线

站线路曲线半径的选用应考虑到瞭望的方便、行车安全和减轻钢轨磨损。

(2) 车站不应设在反向曲线上。

(3) 曲线车站应尽量减少曲线偏角, 以改善作业条件。

(4) 车站应设在平道上, 条件困难时允许设在不大于2.5%的坡道上, 无调车作业时允许设在不大于10%的坡道上, 详细要求按表1-3-73的规定办理。

2. 车站类型及布置

车站作业性质可分为: 矿山站、剥离物排弃站、卸矿站(破碎站)、会让站、信号所

车站线路及道岔区线路纵断面

表 1-3-73

名 称	坡 度 值 (%)				
	1435 (mm)			900、762	600
	一 般	困 难	特 殊	(mm)	(mm)
车站设置	平道上	$\leq 2.5\%$	—	3	4~5
装卸易燃、易爆危险品的车辆停放线	平道上	—	—	—	—
不办理调车作业或摘挂钩作业的车站	—	不大于10%	改扩建车站可保留原坡度但应保证列车的启动	6	3~6
车站咽喉区坡度	同车站坡度	—	—	同车站坡度	
不办理调车作业的车站咽喉区坡度	—	不大于15%	—	限坡减4%但不能大于15%	
位于采场排弃场入换站的咽喉区坡度	不大于限坡减3%	—	—	—	—
工业场地不通行整列车的一个道岔	可设在限坡上	—	—	—	—
用于解体或编组的牵出线	平道上或面向站线的下坡道上其坡度不大于2.5%	作业量极少时可设在面向站线的上坡道上,但坡度不得大于2.5%	—	3	4~5
仅供列车制动及成组车辆转线作业的牵出线	—	不大于15%坡度上	—	6	6~8
供转向用三角线	曲线部分	不大于20%	—	不大于20%	
	尽头线部分	平道或面向车档不大于5%上坡道上	—	平道或面向车档不大于5%上坡道上	
供转向用转盘线	转盘边缘至竖曲线的起点不小于25m平道	—	—	—	—
机车车辆的进库线	平 道	不小于最长机车或车辆长度的水平直线段	—	不小于最长机车或车辆长度的水平直线段	
轨道衡线路	通过式平直道	两端各20m的平直线段	—	两端各有不小于一个最大过磅车辆长度平直段	
移动装卸线	平道上	当机车不摘钩时其坡度不应大于15%	—	—	
移动坑线斜坡装车线	不应大于重车方向的限制坡度值且重车上坡能启动	—	—	—	

以及工业场地车站等。按其站型可分为通过式和尽头式两大类。矿山站、剥离物排弃站一般多采用通过式。卸矿站、工业场地站则根据场地布置和运输系统可为尽头式或通

过式。

露天采矿场、剥离物排弃场内会让站的布置与矿山运输系统有密切关系,当采用迂回式、螺旋式运输系统时,其站型一般为通过式;采用“之”字形运输系统时则为尽头式。当区间线路为单线时,尽头式会让站一般采用折返式及燕尾式站型;复线时,则可采用燕尾式和套袖式站型。

(1) 矿山站是露天矿铁路运输系统中的主要作业站。合理地选择矿山站位置,对分散货流、缩短运距、减少倒运、提高矿岩运输能力、降低运输成本十分重要,在设计中须慎重地进行技术经济比较确定。

在山坡露天矿中,矿山站位置,一般要求靠近采场及其运输集中的地点。当有两个或几个采场时,应选择适中的位置,靠近运输量大、使用年限长的采场。车站标高的选定,一般应使矿岩运输为重车下坡。

在深凹露天矿中,一般宜选择在总出入车沟附近标高较低处,缩短采场运输距离,并在通往剥离物排弃站的顺行线上。

站内线路除办理列车到发作业外,通常还办理机车整备及检查,车辆临修、待修作业及推土犁、移道机、轨道吊车的停放。

(2) 剥离物排弃站 专供剥离物列车会让和停放用,一般布置在剥离物排弃场前或剥离物运输集中的地点,以缩短列车入换时间。剥离物排弃场分散时,可分开布置。有些矿山,剥离物与矿石先集中后分散,故有时剥离物排弃站合并于矿山站内。

(3) 卸矿站和工业场地车站,主要是办理列车的接发作业,其位置分别布置在破碎厂和工业场地附近。

(4) 会让站的设置是为了适应矿山开拓的要求,提高路线通过能力。其布置形式应根据地形条件,线路坡度和阶段高度等因素来考虑。当运输系统为折返时,在部分会让站内应设停放线,以减少辅助设备占用区间通过能力。

(5) 露天矿铁路车站参见表1-3-70、表1-3-71及表1-3-72。

3. 车站线路技术条件

(1) 车站线路及道岔区线路纵断面见表1-3-73;

(2) 车站线路平曲线半径见表1-3-74;

(3) 车站线路直线地段相邻中心线距离见表1-3-75。

4. 车站股道数量的确定

1) 到发线数量的计算

露天矿车站,特别是山坡露天矿,大部分为折返式会让站,其到发线数量一般可不予计算,根据需要确定1~3条,但作业量较大的矿山站及卸矿站需要计算确定。计算公式如下:

$$m_1 = \frac{N_1 T_1}{1440\alpha} + 1 \quad (1-3-31)$$

$$T = t_1 + t_2 + t_3$$

式中 m_1 ——到发线数量、取较大整数,条;

N_1 ——每昼夜占用到发线的各种列车次数,次;

T_1 ——列车每次占用到发线的时间,min;

车站站线最小曲线半径 (m)

表 1-3-74

车站作业性质或地点	准 轨			窄 轨	
	一般条件	困难条件	特殊条件	900与762 (mm)	600 (mm)
有调车作业的车站	直线上	不小于400	不小于300	不小于150	不小于80
无调车作业的车站	直线上	不小于250	不小于200(180)	不小于100	不小于60
采场和排弃场各水平附近的人换站	直线上	不小于180	<150 (120)		
用以解体编组的牵出线		不小于300		不小于150	不小于80
供列车挪动或成组车辆转线用的牵出线		不小于200			
有装卸作业的站内线	直线上	不小于200		不小于150	不小于80
有倒装矿槽的作业线	直线上	有倒装矿槽前后应各有不小于车辆长度的直线段			
转线用三角线	80~100t电机车	不小于100	不小于80	固定轴距10倍	固定轴距20倍
	150t电机车	不小于120	不小于100		
	100t矿车	不小于150	不小于120		

注：表内括号里数值为80~100t电机车时采用。

站线直线地段相邻中心线距离 (m)

表 1-3-75

线 路 名 称		线 路 间 距	
		准 轨	窄 轨
正线与其邻线、到发线间、次要站线间	包括线间设有高出轨面 1.1m 柱宽不大于 0.4m 的信号机	5.0	$B+1.5$
	包括线间设有柱宽不大于 0.4m 的接触网电柱	5.3	$B+1.5$
次要站线间 (作业有特殊要求者除外)		4.6	$B+1.2$
梯线及其邻线间		5.0	—
牵出线与其邻线间	一般情况	6.5	$B+2.0$
	困难情况且调车员不站在其邻线间指挥调车时	5.0	$B+1.5$
待修车停放线与其邻线间		5.2	—
机车车辆修理线与其邻线间		7.0	$B+2.5$
装有电力机车接触网软横跨网塔式柱的线路间		6.5	—
磅房一侧的轨道衡线与磅房另一侧的相邻线路间		8.5	—

注：B为机车车辆最大宽度。

α ——时间有效利用系数，一般取0.75；

l ——走行线；

t_1 ——到列车占用到发线时间，min；

t_2 ——列车停车占用到发线时间，min；

t_3 ——发列车占用到发线时间，min。

到发线简化计算公式：

$$m_1 = \frac{N \left(2t_1 + t_2 + 0.06 \frac{L}{v} \right)}{1440\alpha} \quad (1-3-32)$$

式中 t_1 ——发车准备时间见表1-3-76；

车站发车作业准备时间 (min)

表 1-3-76

联 锁 类 型	t_1
电气集中	1.5
机械集中	2.5
非集中联锁	3.5

t_2 ——一般取2min；

L ——列车进、出站行经车站咽喉总长度，m；

v ——列车进出站平均速度，km/h，见表1-3-77。

列车进出站平均运行速度 (km/h)

表 1-3-77

列 车 运 行 方 式	准 轨	窄 轨		
		900	762	600
到达列车进站方向为上坡	15	13	12	9
到达列车进站方向为平坡或下坡	17	15	14	10
出发列车	17	13	12	9
调车列车	机车在前	8~10		
	机车在后	5~8		
单机行走	15~20	7~10		

2) 卸矿线数量计算

$$m_2 = \frac{N_2 T_2}{1440\alpha} \quad (1-3-33)$$

式中 m_2 ——卸矿线数量，条；

N_2 ——卸矿列车数，列；

T_2 ——列车占用卸矿线时间，min；

α ——时间利用系数，一般取0.7。

$$T_2 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4$$

式中 t_1 到 t_2 ——到、发列车占用到发线时间, min;

t_3 ——列车卸车时间, min;

t_4 ——列车待卸、待发时间, min, 一般按3~5min计算。

其它站线, 如排土犁、救援列车、通勤车以及好坏车辆的停放线; 牵出线、安全线等均根据需要设置。

5. 车站股道有效长度的确定

股道有效长系指股道全长范围内可以停留机车车辆且不妨碍邻线行车的部分长度, 一般以下列各点为界:

- (1) 警冲标;
- (2) 出站或调车信号机;
- (3) 车挡;
- (4) 道岔的尖轨始端(无轨道电路时)

或基本轨接缝的绝缘节(有轨道电路时)。

股道有效长示意图见图1-3-15。

各种线路的有效长度可按表1-3-78的规定计算。

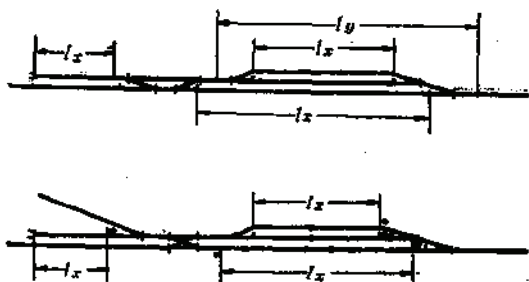


图 1-3-15 股道有效长示意图

l_y —股道全长; l_x —股道有效长

各种线路的有效长度 (m)

表 1-3-78

线 路 名 称	有 效 长 度	
	准 轨	窄 轨
正线、到发线	列车长度+25	列车长度+10~15
其他站线	根据实际需要确定	
有补机或双机车牵引的正线到发线和其它站线	列车长度+补机长度+25	列车长度+补机长度+10~15
装卸线	根据装卸要求确定	
牵出线: 一般情况	按到发线有效长度	
困难情况	机车长度+ $\frac{1}{2}$ 列车长+25	取到发线有效长之半
三角线尽头部分	2×机车长度+5或根据实际需要规定	
避难线	根据计算确定	
安全线	50	25

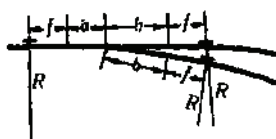
注: 表中准轨25m为停车安全距离, 困难情况下不应短于15m。

6. 站场平面设计资料

- (1) 单开道岔岔心至圆曲线起点的距离见表1-3-79、表1-3-80;
- (2) 不同线间距离的斜边直边长度见表1-3-81;
- (3) 反向曲线见表1-3-82及1-3-83;
- (4) 两相邻单开道岔岔心间最小长度见表1-3-84。

普通道岔岔心至圆曲线起点距离(m)

表 1-3-79

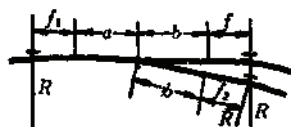


圆曲线轨距加宽递减率(%)	道岔前后圆曲线半径(R)	直线段最小长度(f)	岔心至前面圆曲线起点距离(a+f)				岔心至后面圆曲线起点距离(b+f)			
			6号道岔	7号道岔	8号道岔	9号道岔	6号道岔	7号道岔	8号道岔	9号道岔
1	651及以上	0	8.491	11.527	13.725	13.839	9.994	11.440	13.440	15.009
	650~451	5	13.491	16.527	18.725	18.839	14.994	16.440	18.440	20.009
	450~351	10	18.491	21.527	23.725	23.839	19.994	21.440	23.440	25.009
	350~200	15	23.491	26.527	28.725	28.839	24.994	26.440	28.440	30.009
	200以下	20	28.491	31.527	33.725	33.839	29.994	31.440	33.440	35.009
2	651及以上	0	8.491	11.527	13.725	13.839	9.994	11.440	13.440	15.009
	650~451	2.5	10.991	14.027	16.225	16.339	12.494	13.940	15.940	17.509
	450~351	5	13.491	16.527	18.725	18.839	14.994	16.440	18.440	20.009
	350~200	7.5	15.991	19.027	21.225	21.339	17.494	18.940	20.940	22.509
	200以下	10	18.491	21.527	23.725	23.839	19.994	21.440	23.440	25.009
3	651及以上	0	8.491	11.527	13.725	13.839	9.994	11.440	13.440	15.009
	650~451	2	10.491	13.527	15.725	15.839	11.994	13.440	15.440	17.009
	450~351	3.5	11.991	15.027	17.225	17.339	13.494	14.940	16.940	18.509
	350~200	5	13.491	16.527	18.725	18.839	14.994	16.440	18.440	20.009
	200以下	6.5	14.991	18.027	20.225	20.339	16.494	17.940	19.940	21.509

注：普通道岔即直线尖轨道岔。

工矿企业道岔岔心至圆曲线起点距离(m)

表 1-3-80



圆曲线轨距加宽递减率(%)	道岔前后圆曲线半径(R)	6号道岔				7号道岔			
		f_1	$a+f_1$	f_2	$b+f_2$	f_1	$a+f_1$	f_2	$b+f_2$
2	651及以上	2.5	10.991	9.0	18.994	0	10.897	6.0	18.070
	651~451	0	8.491	6.5	16.494	2.5	13.397	3.5	15.570
	450~351	2.5	10.991	4.0	13.994	5.0	15.897	1.0	13.070
	350~200	5.0	13.491	1.5	11.494	7.5	18.397	1.5	13.570
	200以下	7.5	15.991	1.0	10.994	10.0	20.897	4.0	16.070
3	651及以上	1.5	9.991	8.0	15.994	0	10.897	4.0	16.070
	650~451	0	8.491	4.5	14.494	1.5	12.397	2.5	14.570
	450~351	1.5	9.991	2.5	12.494	3.5	14.397	1.0	13.070
	350~200	3.5	11.991	1.0	10.994	5.0	15.897	1.0	13.070
	200以下	5.0	13.491	1.0	10.994	6.5	17.397	2.5	14.570

注：表内图中 f 及 $b+f$ 值与表1-3-79中相应道岔号数值同。

不同坡间距离的斜边(L_1)、直边(L)长度(m)

表 1-3-81

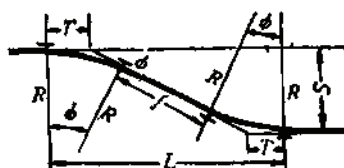


段道距离 (S)	6号道岔(8°27'44")		7号道岔(8°07'48")		8号道岔(7°07'30")		9号道岔(6°20'25")	
	L	L_1	L	L_1	L	L_1	L	L_1
1	6.000	6.083	7.000	7.071	8.000	8.052	9.000	9.055
2	12.000	12.166	14.000	14.142	16.000	16.125	18.000	18.211
3	18.000	18.248	21.000	21.213	24.000	24.187	27.000	27.166
4	24.000	24.331	28.000	28.285	32.000	32.249	36.000	36.221
5	30.000	30.414	35.000	35.356	40.000	40.311	45.000	45.276
6	36.000	36.497	42.000	42.427	48.000	48.374	54.000	54.332
7	42.000	42.580	49.000	49.498	56.000	56.436	63.000	63.387
8	48.000	48.663	56.000	56.569	64.000	64.498	72.000	72.442
9	54.000	54.745	63.000	63.640	72.000	72.560	81.000	81.497

注：表中未列的段道间距其 L 、 L_1 值可以表列数值为基数累加求得。

反向曲线表 (m)

表 1-3-82



S	曲线半径 R=200							
	直线段 f=0				直线段 f=10			
	ϕ	T	K	L	ϕ	T	K	L
0.20	1°48'43"	3.162	6.324	12.647	0°52'38"	1.581	3.062	16.123
0.30	2°13'09"	3.873	7.746	15.489	1°12'32"	2.109	4.219	18.436
0.50	2°51'54"	5.001	10.000	19.993	1°46'15"	3.090	6.181	22.865
0.65	3°56'59"	6.896	13.797	27.551	2°40'08"	4.838	9.665	29.310
1.15	4°20'45"	7.588	15.189	30.309	3°08'35"	5.487	10.971	31.916
1.25	4°31'51"	7.911	15.815	31.598	3°19'09"	5.794	11.586	33.142
1.45	4°52'48"	8.522	17.054	34.027	3°39'12"	6.378	12.752	35.466
1.50	4°57'49"	8.668	17.326	34.698	3°44'00"	6.518	13.031	36.024
1.95	5°39'35"	9.886	19.756	39.448	4°24'20"	7.692	15.378	40.696
2.15	5°56'38"	10.382	20.748	41.417	4°40'50"	8.173	16.338	42.607
2.25	6°04'46"	10.621	21.223	42.366	4°48'49"	8.406	16.802	43.530
2.45	6°20'41"	11.084	22.147	44.204	5°04'18"	8.857	17.703	45.321
2.85	6°57'46"	12.167	24.304	48.490	5°40'33"	9.914	19.812	49.510
3.15	7°11'43"	12.674	25.116	50.100	5°54'13"	10.312	20.607	51.088

续表

S	曲 线 半 径 R=200							
	直 线 段 f=0				直 线 段 f=10			
	ϕ	T	K	L	ϕ	T	K	L
3.25	7°18'32"	12.773	25.512	50.886	6°00'54"	10.507	20.996	51.859
3.45	7°31'50"	13.162	26.286	52.422	6°13'58"	10.888	21.756	53.867
3.95	8°03'31"	14.088	28.129	56.074	6°45'07"	11.798	23.568	56.959
4.15	8°15'38"	14.442	28.834	57.469	6°57'03"	12.146	24.262	58.333
4.25	8°21'35"	14.616	29.180	58.154	7°02'54"	12.317	24.603	59.007
4.45	8°33'16"	14.958	29.860	59.499	7°14'28"	12.653	25.274	60.334
4.95	9°01'23"	15.780	31.496	62.733	7°42'11"	13.464	26.888	63.525
5.15					7°52'54"	13.777	27.512	64.757
5.25					7°58'11"	13.932	27.819	65.363
5.45					8°08'37"	14.237	28.426	66.560
5.95					8°32'53"	14.976	29.896	69.459
6.15					8°43'42"	15.263	30.467	70.584
6.25					8°48'33"	15.405	30.749	71.140
6.45					8°58'09"	15.686	31.308	72.238

反 向 曲 线 表 (m)

表 1-5-83

S	曲 线 半 径 R=300							
	直 线 段 f=0				直 线 段 f=10			
	ϕ	T	K	L	ϕ	T	K	L
0.20	1°28'46"	3.873	7.746	15.490	0°48'21"	2.109	4.218	18.438
0.30	1°43'43"	4.744	9.487	18.971	1°05'36"	2.862	5.724	21.445
0.50	2°20'21"	6.124	12.247	24.489	1°34'18"	4.114	8.228	26.462
0.95	3°13'29"	8.444	16.884	33.750	2°24'29"	6.305	12.608	35.200
1.15	3°32'53"	9.291	18.577	37.130	2°43'09"	7.120	14.237	38.453
1.25	3°41'57"	9.687	19.368	38.709	2°51'55"	7.502	15.002	39.990
1.45	3°59'03"	10.434	20.861	41.688	3°08'31"	8.227	16.451	42.870
1.50	4°03'08"	10.613	21.217	42.399	3°12'30"	8.401	16.798	43.543
1.95	4°37'14"	12.103	24.193	48.334	3°45'47"	9.855	19.703	49.357
2.15	4°51'07"	12.709	25.404	50.746	3°59'24"	10.450	20.891	51.724
2.25	4°57'49"	13.002	25.989	51.912	4°05'58"	10.736	21.464	52.867
2.45	5°10'46"	13.568	27.119	54.186	4°18'42"	11.293	22.575	55.091
2.95	5°41'02"	14.892	29.760	59.424	4°48'31"	12.596	25.177	60.260
3.15	5°52'25"	15.890	30.754	61.400	4°59'44"	13.086	26.156	62.209
3.25	5°57'58"	16.633	31.238	62.366	5°05'13"	13.326	26.635	63.161
3.45	6°08'50"	16.108	32.186	64.250	5°15'57"	13.795	27.571	65.023
3.95	6°34'41"	17.240	34.442	68.724	5°41'31"	14.913	29.802	69.457
4.15	6°44'34"	17.672	35.305	70.446	5°51'18"	15.341	30.656	71.153
4.25	6°49'25"	17.885	35.728	71.287	5°56'06"	15.551	31.075	71.935
4.45	6°58'57"	18.302	36.560	72.939	6°05'32"	15.964	31.898	73.621
4.95	7°21'53"	19.307	38.561	76.912	6°28'27"	16.960	33.834	77.559
5.15					6°37'03"	17.343	34.649	79.078
5.25					6°41'23"	17.533	35.027	79.827
5.45					6°49'55"	17.907	35.771	81.303

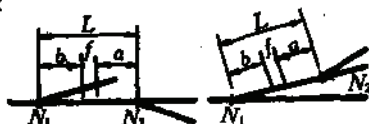
续表

S	曲线半径 R=300							
	直线段 f=0				直线段 f=10			
	ϕ	T	K	L	ϕ	T	K	L
5.05					7°10'38"	18.613	37.576	84.879
6.15					7°18'38"	19.164	38.277	86.288
6.25					7°22'38"	19.338	38.624	86.953
6.45					7°30'27"	19.682	39.309	88.308

两相邻单开道岔岔心间最小长度(L)单位m

表 1-3-84

1) 顺向铺设



2) 对向铺设



道岔交叉号			正线、到发线、厂内干线		其他站线、厂内一般线		正线、到发线、厂内干线		其他站线、厂内一般线	
	N_1	N_2	正	常	正	常	正	常	正	常
普通道岔	6	6	24.743	22.993	22.993	18.485	29.490	23.240	21.490①	
	6	7	27.779	26.029	26.029	21.521	32.526	26.276	24.526①	
	7	6	25.189	23.439	23.439	19.931	32.526	26.276	24.526①	
	7	7	29.225	27.475	27.475	22.967	35.562	29.312	27.562	23.054
	7	8	31.423	29.673	29.673	25.165	37.760	31.510	29.760	25.252
	8	7	31.225	29.475	29.475	24.967	37.760	31.510	29.760	25.252
	8	8	33.423	31.673	31.673	27.165	39.958	33.708	31.958	27.450
	8	9	33.537	31.787	31.787	27.279	40.072	33.822	32.072	27.564
	9	8	34.992	33.242	33.242	28.734	40.072	33.822	32.072	27.564
	9	9	35.106	33.356	33.356	28.848	40.186	33.936	32.186	27.678
插入短轨长度f			6.25	4.5	4.5	0	12.5	6.25	4.5	0
工矿企业道岔	6	6	24.743	22.993	22.993	18.485	29.490	23.240	21.490	
	6	7	27.149		25.399		31.896	25.646	23.696	
	7	6	26.189		25.069		31.896	25.646	23.696	
	7	7	29.225		27.475		34.302	28.052	26.302	
	7	8	32.053		30.303		37.130	30.880	29.130	
	8	7	30.595		28.845		37.130	30.880	29.130	
插入短轨长度f			6.25		4.5		12.5	6.25	4.5	

注: 1. 正常或困难时插入短轨均为4.5m;

2. 表中L值已包括钢轨接长8mm在内。

3.3.1.4 铁路路基

1. 一般规定

(1) 路基必须坚实, 稳固, 并能抵抗各种自然因素的破坏作用, 保证轨道的稳定和列车的安全运行。

(2) 对下列情况的路基应考虑个别设计:

边坡高度超过表1-3-91规定的路堤;

修筑在陡坡(填料与基底均为不易风化岩石时,地面横坡等于或大于1:2.0,其它情

准轨路基面宽度(m)

表 1-3-85

路线等级	路基土石种类	单 线	双 线 (间距4.3)	第二线与第三 线间(线间设 有信号机或弓 电柱, 间距5.3)	线间设有 一弓电柱 (间距为6.5)	线间设有二 弓电柱 (间距为8.5)
I	非渗水土	路 堤	5.8	10.1	11.1	12.3
		路 堑	5.6	9.9	10.9	12.1
	岩石及渗水土	路 堤	5.3	9.6	10.6	11.8
		路 堑	5.1	9.4	10.4	11.6
II	非渗水土	路 堤	5.6	9.9	10.9	12.1
		路 堑	5.4	9.7	10.7	11.9
	岩石及渗水土	路 堤	5.1	9.4	10.4	11.6
		路 堑	4.9	9.2	10.2	11.4
III	非渗水土	路 堤	5.2	9.5	10.5	11.7
		路 堑	5.2	9.5	10.5	11.7
	岩石及渗水土	路 堤	4.7	9.0	10.0	11.2
		路 堑	4.7	9.0	10.0	11.2

注: 1. 半固定线、联络线和其它线均按Ⅱ级线路路基标准采用;

2. 单线路堑线路中心沿轨枕底部水平至路堑边坡的距离, 一边不应小于3.5m, 另一边不应小于2.8m;

3. 区间曲线地段单线路基面宽度, 应在曲线外侧, 按表1-3-87加宽; 区间曲线地段双线、多线路基面宽度, 应按区间曲线地段间距加宽值表1-3-88及表1-3-87计算确定;

4. 有充分设计依据时, 双线地段间距可减至4.1m, 此时双线路基面宽度可减少0.2m。

窄轨路基面宽度(m)

表 1-3-86

项 目		单 线						双 线					
		道 床 厚 度						道 床 厚 度					
		I、II级			III级			I、II级			III级		
		0.15	0.20	0.25	0.15	0.20	0.25	0.15	0.20	0.25	0.15	0.20	0.25
600mm 轨距 (各种牵引)	非渗水土	3.1	3.3	—	3.0	3.2	—	按机车宽度加0.5m或车辆宽度加0.7m 计算, 取其大值, 再加上单线路基面宽度					
	岩石、渗水土	3.0	3.2	—	2.8	3.0	—						
900mm 轨距 (各种牵引)	非渗水土	—	3.9	4.1	3.6	3.8	4.0	同 上					
	岩石、渗水土	3.5	3.7	—	3.4	3.6	—						
762mm 轨距 (电力牵引)	非渗水土	—	3.7	3.9	3.4	3.6	—	同 上					
	岩石、渗水土	3.3	3.5	—	3.2	3.4	—						
762mm 轨距 (内燃牵引)	非渗水土	—	3.7	3.9	3.4	3.6	—	—	7.2	7.4	6.9	7.1	—
	岩石、渗水土	3.3	3.5	—	3.2	3.4	—	6.8	7.0	—	6.7	6.9	—

注: 1. 单线路堑线路中心线沿轨枕底部水平至路堑边坡的距离, 一边不得小于下列规定: 600mm轨距铁路1.6m, 762mm轨距铁路2.0m, 900mm轨距铁路2.3m, 另一边须满足建筑接近限界的要求。

2. 区间曲线地段单线路基面宽度, 应在曲线外侧按表1-3-87加宽; 区间曲线地段双线路基面的宽度, 应按曲线地段线间距加宽值表1-3-87及表1-3-88计算确定。

3. 当两线间需设接触网支柱时, 路基面宽度另加0.6m。

况等于或大于1:2.5)上的路堤;

修筑在地质不良及其它复杂地段(如滑坡、崩塌、泥石流、软土、泥沼、岩溶和坑洞、裂隙粘土、盐渍土、风砂、雪害、多年冻土和震区等)上的路基;

采用大爆破施工方法的路基;

浸水的河滨水库路堤。

(3) 检算路基力学稳定和强度时,竖向活载应按通过的最大活载确定,活载分布于路面上的宽度自轨枕底两端向下按 45° 扩散角计算。

2. 路基面宽度

(1) 在固定线上,区间直线地段的单线、双线路基面宽度,准轨见表1-3-85,窄轨见表1-3-86。

(2) 区间线路曲线地段的路基面,应在曲线外侧按表1-3-87、1-3-88规定数值加宽,加宽应在缓和曲线或超高递减距离范围内完成。

准轨铁路曲线地段路基面外侧加宽

表 1-3-87

曲线半径(m)	加 宽 值(m)
$300 > R > 200$	0.1
$200 > R > 150$	0.2
$R < 150$	0.3

窄轨铁路曲线地段路基面外侧加宽(m)

表 1-3-88

曲线半径(m)	600mm轨距铁路	762、900mm轨距铁路
80及以下	0.2	0.2
80以上至200	0.1	0.2
200以上至450	—	0.1

(3) 采场内区间直线段运输平台宽度,准轨不应小于表1-3-89的规定,窄轨应不小于表1-3-90的规定。

准轨运输平台最小宽度

表 1-3-89

线 路	单 线	双 线	三 线
平 台 宽 度	7.5	12.5	17.5

注:1.曲线地段的运输平台宽度按上表加9.5m;

2.设有车站的运输平台宽度,可根据作业要求按站内直线地段两相邻线路中心线间距的规定,曲线上按建筑限界加宽办法及本表注1的规定加宽。

(4) 车站路基面宽度按站线数量、站内直线地段两相邻线路中心线间距表1-3-75的规定计算。在曲线地段准轨和窄轨还应分别按线间距有关计算办法加宽,但最外侧站线的中

窄轨运输平台最小宽度

表 1-3-90

牵引种类	机车车辆最大宽度 (m)	单 线			双 线		
		轨 距 (mm)					
		900	762	600	900	762	600
内 电 燃 机 车 及	2.4~2.8	6.1	6.0	—	10.5	10.5	—
	1.9~2.3	5.8	5.7	—	9.5	9.5	—
	1.4~1.8	5.6	5.5	5.3	8.5	8.5	8.5
	<1.3	—	—	5.1	—	—	7.5

心线至路基边缘, 准轨不少于3.0m; 窄轨最外侧路肩宽度不得小于0.5m; 梯线及牵出线有作业的一侧, 准轨中心至路基边缘不小于3.5m, 窄轨路肩宽度不得小于1.0m。

(5) 剥离物排弃场移动线初始路基面宽度, 准轨一般不小于4.2m, 其中由线路中心线至卸车侧路基边缘的距离为1.7m; 窄轨按下式计算:

$$B = D + L + A + C \quad (1-3-34)$$

式中 D ——卸车一侧的轨枕顶端至路基边缘的宽度不应小于0.1m;

L ——轨枕长度的一半, m;

A ——机车或车辆最大宽度的一半, m;

C ——操作宽度, 人工卸车时1.5m, 自动卸车时0.8m。

(6) 准轨铁路采用机械化养路的路基在区间每隔500m, 设养路机械作业平台一处。

3. 路堤边坡

路堤边坡坡度应根据填料的物理力学性质、边坡高度和基底工程地质条件合理确定。当基底情况良好, 一般按表1-3-91设计。

路堤边坡坡度表

表 1-3-91

填 料 种 类	路堤边坡的最大高度			边 坡 坡 度		
	全部高度	上部高度	下部高度	全部坡度	上部坡度	下部坡度
一般粘性土	20	8	12	—	1:1.5	1:1.75
细砂、粉砂	12	6	6	—	1:1.75	1:2
砾石土、粗砂、中砂	12	—	—	1:1.5	—	—
碎石土、卵石土	20	12	8	—	1:1.5	1:1.75
不易风化的石块	8	—	—	1:1.3	—	—
	20	—	—	1:1.5	—	—

注: 1. 在设计中, 如有专门的试验研究或可靠的资料和经验时, 可不受本表限制;

2. 用大于25cm的石块, 边坡采用干砌者, 其边坡坡度应根据具体情况决定;

3. 用易风化的石块填筑路堤时, 其边坡按风化后的土类边坡设计。

4. 路堑边坡

(1) 路堑边坡坡度应根据土的性质, 当地工程地质水文条件, 拟定的施工方法及边坡的高度, 结合自然稳定山坡和人工坡的调查来决定。岩石边坡尚应考虑岩层产状, 节理发育程度, 地貌形态及各种地质作用等因素的影响。

当地质条件良好, 一般可按表1-3-92设计。

路堑边坡坡度表

表 1-3-92

土 壤 种 类			边 坡 深 度
一般均质的粘土			1:1~1:1.5
中密以上的粗砂、中砂、细砂			1:1.5~1:1.75
黄 土	新黄土(Q_4 、 Q_3)		1:0.5~1:1.25
	老黄土(Q_2 、 Q_1)		1:0.3~1:0.75
块石类、卵石		胶结和密实	1:0.5~1:1
碎石类、砾石类		中密	1:1~1:1.5
岩 石			1:0.1~1:1

注：1. 黄土路堑如边坡垂直高度小于等于12m，可采用一个坡度到顶；当高度大于12m时，可采用阶梯式，中部设平台，阶段高度一般为8~12m；
2. 如有可靠的资料和经验时，可不受本表限制

(2) 在砂类土、黄土、易风化的岩石和其它不良土质路堑中，应设侧沟平台，其宽度视边坡高度和土质性质而定，一般为0.5~1.0m。当边坡高度小于2.0m或已适当加固时，可不设平台。

(3) 黄土、土和风化岩石两种地层组成的较深路堑，土石分界处或边坡中部，应有截水沟或挡水墙的平台，平台宽度一般不小于1.5m，截水沟应加固。在干旱少雨地区，边坡平台可不设截水沟，平台宽度可酌情减少。

3.3.1.5 轨道

1. 轨道类型的选择

准轨轨道类型在机车、车辆轴重不大于25t，最大计算速度在固定线上不超过40km/h，移动线上不超过20km/h时，可按表1-3-93选用。

准轨正线轨道类型

表 1-3-93

项 目		固定线及半固定线等级			移动线
		I	II	III	
运 量(t/a)		≥600	≤600 ≥300	<300	不 分 级
钢轨类型(kg/m)		≥50	50或43	43或38	≥43
每公里轨枕根数	钢筋混凝土轨枕	1680	1600~1520	1440	—
	木 枕	1780~1680	1680~1600	1520~1440	1760
道床厚度	非渗水土路基(cm)	35	30	25	—
	岩石、渗水土路基(cm)	35	25	20	—

注：1. 联络线及站线等，按Ⅲ级正线标准设计；移动线的站线按移动线标准设计。

2. 双线的空车运行线，其轨型宜与重车运行线一致，轨枕根数应减少240~160根/km，但不应少于1440根/km。

3. 当曲线半径小于以下数值（即一类车150m；二类车180m；三类车200m）时，曲线地段的轨枕数量应予增加80根/km，但增加后每公里最多不超过1780根。

4. 移动道床应采用现场材料整平填实，其厚度不少于15cm。

5. 道岔范围内的道床厚度，应不小于其连接线路的道床厚度。

6. 当运量超过200万t/a的Ⅲ级固定线，在非渗水土路基上道床厚度应增加5厘米，路基面宽度应按表1-3-85加宽10cm。

窄轨道类型按表1-3-94选用。

窄 轨 道 类 型

表 1-3-94

轨 距 (mm)	铁路等级	线 别	机车车辆轴重 (t)	钢轨类型 (kg/m)	轨 枕 类 型	每公里轨枕数量 (根)	道床厚度(cm)	
							非渗水土路基	岩石、渗水土路基
600	I II	正 站	5~3	18~15	钢筋混凝土枕或 I、II 型木枕	1700~1800	20~15	15
						1600~1500	15	15
762	I	正 站	10	24	钢筋混凝土枕或 I 型木枕	1800	25	20
						1700	20	15
	II	正 站	10~7	24	同 上	1800~1700	25	20
						1700~1600	20	15
900	I	正 站	≥10	>24~24	钢筋混凝土枕或 I、II 型木枕	1800~1800	25	20
						1520~1700	20	15
	II	正 站	10~7	24	钢筋混凝土枕或 I 型木枕	1800~1700	25	20
						1700~1600	20	15
900	II	正 站	<7	24~18	钢筋混凝土枕或 I、II 型木枕	1800~1700	25~20	20~15
						1500~1800	20~15	15

注：1. 除正线、移动线外的其它线均按其连接线的站线标准选用。

2. 移动线的轨道类型，钢轨按其邻接的正线标准选取，木枕数量应增加80~100根/km；不设道床，但应利用现场材料，将路基填实整平。

3. 轨枕数量除大于24kg/m钢轨长度每节以12.5m计算外，其它钢轨长度均以10m计算。

4. 符合下列条件之一的地段，应按表所列每公里轨枕根数增加100根，当条件重合时，只增加一次。

1) 600mm轨距铁路曲线半径小于80m和762、900mm铁路曲线半径小于150m地段；

2) 在陡于15%的下坡制动地段；

3) 长度等于和大于300m的隧道内。

2. 钢轨及联接配件

1) 钢轨类型

钢轨类型主要尺寸及重量见图1-3-16和表1-3-95。



图 1-3-16 钢轨主要尺寸示意图

2) 每公里线路的钢轨及联接配件需用材料量

(1) 每公里准轨线路所用钢轨、鱼尾螺栓、鱼尾板、弹簧垫圈材料量见表1-3-96；

(2) 每公里准轨线路所用道钉及木枕垫板材料量见表1-3-97及表1-3-98；

(3) 每公里窄轨线路所需材料见表1-3-99。

国产标准钢轨主要尺寸及重量

表 1-3-95

钢轨类型 (kg/m)	原用 名称	标准长度 (m)	每米重量 (kg)	断面尺寸 (mm)						螺栓孔中心距 (mm)			螺栓孔径 (mm) ϕ	d (mm)
				A	B	H	D	E	F	a	b	c		
50	P ₅₀	12.5 25.0	51.514	70.00	132.00	152.00	15.50	42.00	83.00	86.00	150.00	140.00	31.00	68.50
43	P ₄₃	12.5 25.0	44.653	70.00	114.00	140.00	14.50	42.00	71.00	56.00	110.00	160.00	29.00	62.50
38	—	12.5 25.0	38.783	68.00	114.00	134.00	13.00	39.00	71.00	56.00	110.00	160.00	29.00	59.50
33	—	12.50	33.228	60.00	110.00	120.00	12.50	35.00	64.00	66.00	160.00	—	29.00	53.00
24	—	7~12	24.46	51	92	107	10.9	32.00	58.0	60	100	—	22	46
18	—	7~12	18.06	40	80	90	10.0	32.00	40.0	46.5	100	—	19	39
15	—	6~12	14.72	37	76	91	7.0	28.75	46.0	47	100	—	19	39.25

注：尺寸符号意义见图1-3-16。

每公里准轨线路所用钢轨、鱼尾螺栓、鱼尾板、弹簧垫圈材料量

表 1-3-96

钢轨类型 (kg/m)	钢轨长度 (m)	钢 轨		鱼尾螺栓		鱼 尾 板		弹簧垫圈	
		根 数	重 量 (kg)	个 数	重 量 (kg)	块 数	重 量 (kg)	个 数	重 量 (kg)
33	12.5	160	66529	640	398	320	3011	640	32
38	12.5	160	77398	960	605	320	4982	960	48
	25.0	80	77432	480	302	160	2491	480	24
43	12.5	160	89230	960	605	320	4982	960	48
	25.0	80	89268	480	302	160	2491	480	24
50	12.5	160	102949	960	768	320	5990	960	75
	25.0	80	102988	480	384	160	2995	480	37
45	12.5	160	90146	960	595	320	5843	960	48

(4) 准轨钢筋混凝土轨枕扣件需用量按扣件类型确定：

70型扣板式扣件适用于准轨铁路直线及半径 $R \geq 300$ m的曲线上，其用量见表1-3-100；

67型弹片式扣件适用于50及43kg/m的钢轨其用量见表1-3-101；

弹条I型扣件是铁路部门为了适应速度高、运量大的铁路干线及曲线半径小、坡度大的山区铁路研制的新型弹性扣件，适用于50、60kg钢轨混凝土轨枕，并能与现用的扣件通用互换。

鞍钢所属矿山于1980年至1984年线路大修时，在约60公里的线路上换铺了弹条I型扣件。用它铺设的线路可不设防爬设备，解决了矿山铁路长期以来存在的线路爬行严重的问题。对小于300m半径的曲线地段，采用混凝土轨枕，弹条扣件，加设弹条轨撑而不设轨距拉杆并能保持轨距，其用量见表1-3-102。

3. 轨枕

1) 混凝土轨枕使用条件及铺设规定

道 钉 材 料 量

表 1-3-97

钢轨类型 (kg/m)	每根枕木 实 用 道钉数	每个道钉 重 量 (kg)	木 枕 各 种 布 置 时 每 公 里 道 钉 个 数 及 重 量															
			1360		1440		1520		1600		1680		1760		1840		1920	
			个 数	重 量 (kg)	个 数	重 量 (kg)	个 数	重 量 (kg)	个 数	重 量 (kg)	个 数	重 量 (kg)	个 数	重 量 (kg)	个 数	重 量 (kg)	个 数	重 量 (kg)
33	4	0.274	5440	1401	5760	1578	6080	1666	6400	1754	6720	1841						
	6	0.274	7960	2181	8640	2367	9120	2499	9600	2630	10080	2962						
38	8	0.378	10880	4113	11520	4355	12160	4598	12800	4838	13440	5080	14080	5322	14720	5564	15360	5806
	10	0.378	13600	5141	14400	5443	15200	5746	16000	6048	16800	6350	17600	6653	18400	6955	19200	7258
43	8	0.378	10880	4113	11520	4355	12160	4596	12800	4838	13440	5080	14080	5322	14720	5564	15360	5806
	10	0.378	13600	5141	14400	5443	15200	5746	16000	6048	16800	6350	17600	6653	18400	6955	19200	7258
50	8	0.378							12800	4838	13440	5080	14080	5322	14720	5564	15360	5806
	10	0.378							16000	6048	16800	6350	17600	6653	18400	6955	19200	7258

木 枕 垫 板 材 料

表 1-3-98

钢轨类型 (kg/m)	型 式	每块重量 (kg)	木 枕 各 种 布 置 时 每 公 里 垫 板 块 数 及 重 量															
			1360		1440		1520		1600		1680		1760		1840		1920	
			块 数	重 量 (kg)	块 数	重 量 (kg)	块 数	重 量 (kg)	块 数	重 量 (kg)	块 数	重 量 (kg)	块 数	重 量 (kg)	块 数	重 量 (kg)	块 数	重 量 (kg)
33	单肩	3.56	2720	9687	2880	10253	3040	10822	3200	11392	3360	11962	3520	12531	—	—	—	—
3843	双肩	5.26	2720	14280	2880	15120	3040	15960	3200	16800	3360	17640	3500	18480	3680	19320	3840	20160
50	双肩	5.8	—	—	—	—	—	—	3200	18560	3360	19488	3520	20416	3680	21344	3840	22272

每公里窄轨线路需用材料量

表 1-3-99

钢轨类型 (kg/m)	钢轨长度 (m)	钢 轨 (t)	鱼尾板 (t)	螺 栓 (t)	弹簧垫圈 (t)	枕 木 (根)	垫 板 (t)	道 钉 (t)	总 计 (t)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
24	12	48.920	1.580	0.199	0.016	1834	7.446	1.841	60.002
						1750	7.105	1.757	59.577
						1367	6.768	1.674	59.157
						1523	6.427	1.589	58.731
						1500	6.090	1.506	58.311
						1417	5.735	1.423	57.891
18	10	36.120	1.212	0.155	0.019	1880	7.308	0.846	45.660
						1700	6.902	0.799	45.207
						1600	6.496	0.752	44.754
						1500	6.090	0.705	44.301
						1400	5.684	0.658	43.848
15	10	29.44	1.112	0.138	0.019	1800	3.258	0.846	34.813
						1700	3.077	0.799	34.585
						1600	2.896	0.752	34.357
						1500	2.715	0.705	34.129
						1400	2.534	0.658	33.901

新建和改建线路应铺设钢筋混凝土轨枕，下列地段可暂铺设木枕：

(1) 准轨铁路半径小于200m的曲线段（当采用弹条 I 型扣件时，半径可小于150m）；窄轨铁路半径小于80m的曲线地段；

(2) 移动线；

(3) 道岔区、无砟桥、有护轨地段以及上述地段两端各10根轨枕范围内；

(4) 站修线及其它检修车辆的线路。

2) 钢筋混凝土轨枕分类及选用

(1) 准轨钢筋混凝土轨枕选用见表1-3-103。

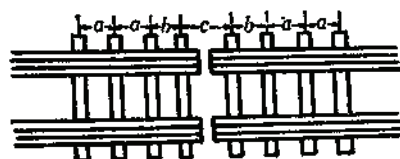


图 1-3-17 轨枕布置示意图

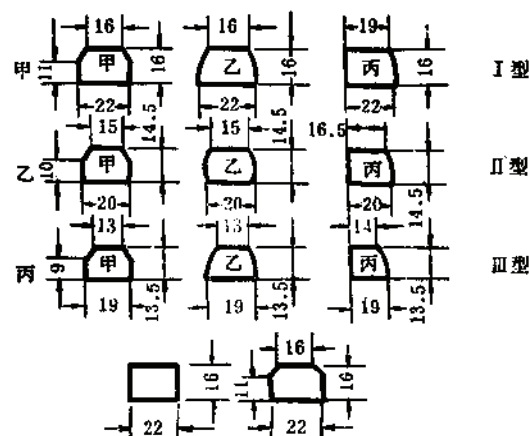


图 1-3-18 各型木枕断面图

70型扣板式扣件零件数量及重量

表 1-3-100

零 件 名 称			每 根 轨 枕		下列轨枕时每公里零件数量(个)及重量(kg)									
			数 量 (个)	重 量 (kg)	1440		1520		1600		1680		1760	
					数 量	重 量	数 量	重 量	数 量	重 量	数 量	重 量	数 量	重 量
螺旋道钉			4	2.3800	5760	3427	6080	3618	6400	3808	6720	3998	7040	4189
螺 母			4	0.4476	5760	645	6080	680	6400	716	6720	752	7040	788
平 垫 圈			4	0.1380	5760	199	6080	210	6400	221	6720	232	7040	243
弹 簧 垫 圈			4	0.3876	5760	558	6080	589	6400	620	6720	651	7040	682
铁 座			4	0.7560	5760	1089	6080	1149	6400	1210	6720	1270	7040	1331
扣 板	25m 轨	50kg/m钢轨	4	2.7820		3958		4179		4400		4621		4842
		43kg/m钢轨			$\frac{5440}{320}$	4398	$\frac{5760}{320}$	4641	$\frac{6080}{320}$	4887	$\frac{6400}{320}$	5132	$\frac{6720}{320}$	5377
		38kg/m钢轨				4439		4687		4935		5183		5431
	12.6m 轨	60kg/m钢轨	4	2.7820		3940		4160		4381		4602		4823
		43kg/m钢轨			$\frac{5120}{640}$	4373	$\frac{5440}{640}$	4619	$\frac{5760}{640}$	4864	$\frac{6080}{640}$	5110	$\frac{6400}{640}$	5355
		38kg/m钢轨				4414		4662		4910		5158		5406
绝 缘 缓 冲 垫 板	50kg/m钢轨	塑 料	2	0.4220		608		641		675		709		743
		橡 胶				655		691		727		764		800
	$\frac{43}{38}$ kg/m钢轨	塑 料	2	0.3686		531		560		590		619		649
		橡 胶				572		603		635		667		699
绝 缘 缓 冲 垫 片		塑 料	4	0.0768		111		117		123		129		135
				橡 胶			59		63		66		69	

注: 1. 表列每根轨枕零件重量均按直线地段中间扣件计算。

2. 每公里零件数量及重量均按直线地段包括接头及中间扣件重量; 扣板数量中, 分子为中间扣板数, 分母为接头扣板数。

3. 绝缘缓冲垫板, 垫片栏内, 根据使用塑料或橡胶制品情况, 选用其相应的重量。

拱型弹片式扣件 (67型) 零件数量及重量

表 1-3-101

零 件 名 称			每根轨枕		下列轨枕时每公里零件数量 (个) 及重量 (kg)									
			数 量 (个)	重 量 (kg)	1440		1520		1600		1680		1760	
					数 量	重 量	数 量	重 量	数 量	重 量	数 量	重 量	数 量	重 量
螺旋道钉			4	2.3720	5760	3416	6080	3605	6400	3795	6720	3985	7040	4175
螺 母			4	0.4476	5760	645	6080	680	6400	736	6720	752	7040	788
平 垫 圈			4	0.1380	5760	199	6080	210	6400	221	6720	232	7040	243
弹 片	25m 轨	50kg/m钢轨	4	1.3880	5440 320	1970	5760 320	2081	6080 320	2192	6400 320	2303	6720 320	2414
		43kg/m钢轨		1979		2090		2201		2312		2423		
		38kg/m钢轨		1979		2090		2201		2312		2423		
	12.5m 轨	50kg/m钢轨	4	1.3880	5120 640	1940	5440 640	2052	5760 640	2163	6080 640	2274	6400 640	2385
		43kg/m钢轨		1980		2071		2182		2293		2404		
		38kg/m钢轨		1960		2071		2102		2293		2404		
轨距挡板	50kg/m钢轨		4	1.9280	5760	2776	6080	2931	6400	3085	6720	3239	7040	3393
	43kg/m钢轨		4	2.0900	5760	3010	6080	3177	6400	3344	6720	3511	7040	3678
	38kg/m钢轨		4	2.0800	5760	3007	6080	3174	6400	3341	6720	3508	7040	3661
绝缘缓冲垫板	50kg/m钢轨	塑 料	2	0.4220	2880	608	3040	641	3200	676	3360	709	3520	743
		橡 胶		0.4546		655		691		727		764		800
	43kg/m钢轨	塑 料	2	0.3686	2880	531	3040	560	3200	590	3360	619	3520	649
		橡 胶		0.3970		672		603		635		667		699
绝缘缓冲垫片		塑 料	4	0.1432	5760	206	6080	218	6400	229	6720	241	7040	252
				橡 胶		0.1540		222		234		246		259

注: 1. 表列每根轨枕零件重量均按直线地段中间扣件计算, 螺旋道钉系按内式, 每个重0.593kg计。

2. 每公里各零件数量及重量均按直线地段包括接头及中间扣件重量, 弹片数量中分子为中间弹片数, 分母为接头弹片数。

3. 绝缘缓冲垫板, 垫片栏内, 根据使用塑料或橡胶制品的情况, 选用其相应的重量。

弹条式扣件(I型)零件数量及重量

表 1-3-102

零 件 名 称			每根轨枕		下列轨枕时每公里零件数量(个)及重量(kg)									
			数 量 (个)	重 量 (kg)	1440		1520		1600		1680		1760	
					数 量	重 量	数 量	重 量	数 量	重 量	数 量	重 量	数 量	重 量
螺旋道钉			4	2.38	5760	3427	6080	3618	6400	3808	6720	3998	7040	4189
螺 母			4	0.448	5760	646	6080	680	6400	716	6720	752	7040	788
平 垫 圈			4	0.276	5760	397	6080	420	6400	442	6720	464	7040	486
弹 条	25m轨	50kg/m钢轨	4	1.896	5440	2726	5760	2877	6080	3029	6400	3181	6720	3332
		60kg/m钢轨		1.780	320	2563	320	2706	320	2848	320	2990	320	3133
	12.5m轨	50kg/m钢轨	4	1.896	5120	2721	5440	2873	5760	3024	6080	3176	6400	3328
		60kg/m钢轨		1.780	640	2563	640	2706	640	2848	640	2990	640	3133
轨距挡板	50kg/m钢轨		4	2.764	5760	3980	6080	4201	6400	4422	6720	4644	7040	4865
	60kg/m钢轨		4	2.544	5760	3678	6080	3882	6400	4086	6720	4291	7040	4495
挡 板 座			4	148.4cm³	2880		6080		6400		6720		7040	
冲给垫板	50kg/m钢轨	橡 胶	2	318cm³	2880		3040		3200		3360		3520	
	60kg/m钢轨	橡 胶	2	526cm³	2880		3040		3200		3360		3520	
衬 垫			2		2880		3040		3200		3360		3520	

- 注: 1. 每公里各零件数量及重量均按直线地段包括接头及中间扣件重量。弹条数量中分子为中间弹条数, 分母为节头弹条数。
 2. 每米50kg钢轨轨距挡板分中间、接头两种, 每种又分14、20两个号, 组装时除在14号接头轨距挡板上安装B号弹条外, 余下一律按A号弹条。
 3. 每米60kg钢轨轨距挡板仅一种(分6、10两个号), 不分中间与接头, 组装时在各轨距挡板上安装B号弹条。

准轨钢筋混凝土轨枕选用表

表 1-3-103

名 称	编制年月	构 件 特 征	设 计 条 件	采用扣件类型
弦69型预应力 钢筋混凝土轨枕	1970年5月	轨底坡1:40, 承轨槽两肩一般高, 两 内侧道钉孔距为1303mm 端部高170mm, 中部高为170mm, 中间高165mm, 轨下高200mm	根据解放型机车每小时 行驶85km, 设计荷载 为11.6t	70型扣板式扣 件, 67型拱型弹 片及其他类型
弦61型预应力 钢筋混凝土轨枕	1965年7月	轨底坡1:40, 承轨槽两肩不一般高, 两内侧道钉孔距1303mm 中、端部高155mm, 轨下高200mm 配筋, 48 ϕ 3, 30 ϕ 3	根据解放型机车, 每小 时行驶85km, 设计荷载 为11.6t	同 上
弦69型预应力 调质钢筋混凝土 轨枕	1969年8月	轨枕外形和弦69型轨枕相同		同 上
普通热轧规律 变形钢筋混凝土 轨枕	1962年1月		I级轨枕(普I), 根 据解放型机车每小时行驶 85km, 设计荷载11.6t; II级轨枕(普II)根据解 放型机车每小时行驶40 km, 设计荷载9.44t	同 上

(2) 窄轨钢筋混凝土轨枕类型见表1-3-104。

窄轨钢筋混凝土轨枕类型

表 1-3-104

轨枕类型	长 度 (m)	控制机车、车辆		运行速度 (km/h)	超 载 系 数	轨枕荷载 (t)	设计枕距 (mm)	枕下道渣		扣件类型
		型 号	轴重 (t)					干线 (cm)	支线 (cm)	
615-6-76 (注2)	1.1	6t 电机车	3	15	1.3	1.73	700	20	15	木栓道钉式
615-10-76	1.1	10t 电机车	5	15	1.3	2.48	700	20	15	同 上
718(15)-10-76	1.35	10t 电机车	5	20	1.3	3.01	700	20	15	螺栓扣板式
718-14-76	1.35	14t 电机车	7	20	1.3	4.22	700	25	20	同 上
724-20-76	1.5	20、40t 电机车	10	20	1.3	5.53	700	25	20	同 上
918(15)-10-76	1.5	10t 电机车	5	20	1.3	3.11	700	20	15	同 上
918-14-76	1.5	14t 电机车	7	20	1.3	4.35	700	25	20	同 上
924- ⁴⁰ / ₂₀ -76	1.8	40、20t 电机车	10	20	1.3	5.59	700	25	20	同 上

注: 1. 长沙黑色冶金矿山设计研究院设计通用图图号通102运30。

2. 615-6-76表示600mm轨距, 15kg/m钢轨, 6t电机车, 1976年设计。

3) 轨枕间距

(1) 准轨轨枕间距见表1-3-105。

(2) 窄轨轨枕间距见表1-3-106。

(3) 轨枕布置示意图见图1-3-17。

4) 木枕规格及断面

(1) 准轨木枕的断面见图1-3-18。

准轨轨枕间距表

表 1-3-105

钢轨类型 (kg/m)	轨 长 (m)	每 公 里 轨枕根数 (根)	每节钢轨 下枕枕根 数 (根)	c (mm)		b (mm)		a (mm)	
				钢 筋 混凝土枕	木 枕	钢 筋 混凝土枕	木 枕	钢 筋 混凝土枕	木 枕
50	12.5	1600	20	520	440	597	594	635	640
		1680	21	520	440	549	544	605	610
		1840	23	520	440	544	534	545	550
		1920	24	—	440	—	469	—	530
		1760	22	520	440	532	524	575	580
43及38	12.5	1440	18	500	500	604	604	720	720
		1520	19	500	500	604	604	675	675
		1600	20	500	500	564	564	640	640
		1680	21	500	500	559	559	605	605
		1760	22	500	500	541	542	575	575
	25.0	1440	36	500	500	622	622	705	705
		1520	38	500	500	617	617	665	665
		1600	40	500	500	599	599	630	630
		1680	42	500	500	554	554	600	600
		1760	44	500	500	569	569	570	570
45	12.5	1440	18	540	440	584	534	720	720
		1520	19	540	440	544	594	680	680
		1600	20	540	440	544	594	640	640
		1680	21	540	440	584	544	600	610
		1760	22	—	440	—	524	—	580
33	12.5	1360	17	460	460	615	630	770	770
		1440	18	—	460	—	624	—	720
		1520	19	—	460	—	584	—	680
		1600	20	—	460	—	584	—	640
		1680	21	—	460	—	584	—	610

注：本表轨缝采用 $\delta = 8 \text{ mm}$ 进行计算。

(2) 各种准轨木枕的规格见表1-3-107及表1-3-108。

(3) 窄轨木枕规格见表1-3-109。

4. 道床

1) 道床技术条件

(1) 道床宽度见表1-3-110。

(2) 道床厚度：准轨铁路见表1-3-93；窄轨铁路见表1-3-94。

(3) 各种线路的道床边坡一般为1:1.5。暗道床可采用1:1

2) 每公里道床材料定额

(1) 准轨木枕道床每公里道碴体积见表1-3-111。

(2) 准轨混凝土轨枕明道床每公里道碴体积见表1-3-112。

(3) 窄轨混凝土轨枕道床每公里道碴体积见表1-3-113。

(4) 窄轨木枕道床每公里道碴体积见表1-3-114。

窄轨枕间距表

表 1-3-106

钢轨类型 (kg/m)	钢轨长度 (m)	每公里钢轨根数 (根)	每公里轨枕根数 (根)	每节钢轨 轨枕根数 (根)	b	a	c
24~15	12	83.33×2	1750 (1743)	21	479	590	440
			1667 (1680)	20	510	620	
			1583 (1577)	19	540	650	
			1500 (1494)	18	605	690	
			1417 (1411)	17	600	740	
	11	91×2	1729	19	480	600	440
			1638	18	480	640	
			1547	17	590	670	
			1456	16	600	720	
	10	100×2	1700	17	530	610	440
			1600	16	575	650	
			1500	15	550	700	
			1400	14	620	700	

注: 1. 括号内每公里轨枕根数为每公里钢轨按83根计;
2. 表中每公里钢轨根数栏内乘2表示每条线路有两条钢轨。

各种木枕规格 (cm)

表 1-3-107

种 类		长 度	厚 度	面 宽	底 宽	侧 高
普通木枕	I 类	250	16	16~22	22	11~16
	II 类	250	14.5	15~20	20	10~14.5
	III 类	250	13.5	13~19	19	9~13.5
道岔木枕		280~485 每15进一级	16	16	22	11~16
桥梁木枕		300	宽×高	20×22	20×24	22×26
		320	宽×高	22×28	24×30	
		340	宽×高		24×30	
		420, 480	宽×高	20×22, 20×24	22×26, 22×28	24×30
允许误差	普通岔枕	±6	+1 -0.5	+以底宽为限 -0.5	+2 -1	+以枕厚为限 -3
	桥 枕	±6	+1 -0.5	按底宽误差为准		按厚度误差为准

注: 材积计算, 普通木枕按根计, 岔枕按m³计。

普通准轨木枕断面面积及体积表

表 1-3-108

类型	编号	长度 (m)	断面面积 (m ²)	每根木枕 体 积 (m ³)	每公里木枕体积 (m ³)							
					1440	1520	1600	1680	1760	1840	1920	1360
I	甲	2.5	0.033700	0.084250	121.32	128.06	134.80	141.54	148.28	155.02	161.76	114.58
	乙		0.037043	0.092608	133.36	140.76	148.17	155.58	162.99	170.40	177.81	125.95
	丙		0.036075	0.090187	129.87	137.08	144.30	151.51	158.73	165.94	173.16	122.65
II	甲	2.5	0.027875	0.069688	100.35	105.93	111.50	117.08	122.65	128.23	133.80	94.78
	乙		0.030703	0.076758	110.53	116.67	122.81	128.95	135.09	141.23	147.38	104.39
	丙		0.029403	0.073508	105.85	111.73	117.61	123.49	129.37	135.25	141.14	99.97
III	甲	2.5	0.024300	0.060750	87.48	92.34	97.20	102.06	106.92	—	—	82.62
	乙		0.026351	0.065977	94.86	100.13	105.40	110.67	115.94	—	—	89.59
	丙		0.024975	0.062438	89.91	94.91	99.90	104.90	109.89	—	—	84.92

窄轨木枕规格

表 1-3-109

铁路轨距 (mm)	木枕类型	外形尺寸			
		长度	横 断 面		
			高 度	顶 面 宽	底 面 宽
800	I	170	13.5	13	19
	II	170	13	10	19
	III	170	12	10	19
762	I	150	13	10	19
	II	150	12	10	19
600	I	120	12	10	17
	II	120	11	10	17

正线道床顶面宽度表 (m)

表 1-3-110

线路等级	铁 路 轨 距 (mm)						
	1435	900		762		600	
		混凝土枕	木 枕	混凝土枕	木 枕	混凝土枕	木 枕
I、Ⅱ	2.9	轨枕长+0.4	2.0	轨枕长+0.4	1.8	轨枕长+0.4	1.5
Ⅲ	2.8	轨枕长+0.3	1.9	轨枕长+0.3	1.7	轨枕长+0.3	1.4

注：当1435mm轨距铁路半径 $\leq 200\text{m}$ ，900、762mm轨距铁路半径 $\leq 150\text{m}$ ，600mm轨距铁路半径 $\leq 80\text{m}$ 时，在曲线地段外侧道床顶面应加宽0.1m。

木枕道床每公里道碴体积表 (单位: m^3/km)

表 1-3-111

每公里 铺设枕 根数	道床 边坡 度	道床 厚度 (cm)	单 线 路 基		单 斜 面 型 路 基					
					横 向 坡 度					
			梯 形 路 拱		1 %		2 %		3 %	
					2.8	2.9	2.8	2.9	2.8	2.9
1360	1:1.5	20	1030.12	1070.92	981.77	1014.05	1011.73	1044.85	1042.99	1077.00
		25	1235.72	1282.42	1173.93	1211.21	1205.15	1248.28	1237.75	1276.77
		30	1450.02	1502.72	1373.62	1415.89	1406.07	1449.21	1440.08	1484.07
1440		20	1025.55	1066.35	997.20	1009.48	1007.16	1040.28	1038.42	1074.43
		25	1231.55	1277.85	1169.38	1206.64	1200.58	1238.71	1233.18	1272.20
		30	1445.46	1498.15	1369.05	1411.32	1401.50	1444.84	1435.49	1479.50
1520		20	1020.97	1061.77	972.62	1004.90	1002.58	1035.70	1033.84	1067.85
		25	1226.57	1273.27	1164.78	1202.06	1196.00	1234.13	1228.60	1267.62
		30	1440.87	1493.57	1364.47	1406.74	1396.92	1440.06	1430.91	1474.92
1600		20	1016.40	1057.20	968.05	1000.38	998.01	1031.13	1029.27	1063.28
		25	1222.00	1268.70	1160.21	1197.49	1191.43	1229.56	1224.03	1263.05
		30	1436.30	1489.00	1359.90	1402.17	1392.35	1435.49	1426.34	1470.35
1760		20	1007.25	1048.05	958.80	991.18	988.86	1021.98	1020.12	1054.13
		25	1212.85	1259.55	1151.06	1188.34	1182.28	1220.41	1214.88	1253.90
		30	1427.15	1479.85	1350.75	1393.02	1388.20	1426.34	1417.19	1461.20

注: 1. 本表适用于直线地段或无外轨超高的曲线地段。

2. 本表按Ⅰ类甲木枕, 枕枕面高出道床顶面3cm计算; 已扣除木枕埋入之体积。

3. 道床顶面宽度按 $b=2.8m$ 和 $2.9m$ 计算; 路基宽 $B=5.2m$ 计算。钢筋混凝土枕明道床每公里道碴体积表 (单位: m^3/km)

表 1-3-112

每公里 铺设轨 枕根数	道床 边坡 度	道床 厚度 (cm)	单线路基梯形路拱		单 斜 面 型 路 基					
					横 向 坡 度					
					1 %		2 %		3 %	
			2.8	2.9	2.8	2.9	2.8	2.9	2.8	2.9
1360	1:15	20	1029.91	1074.80	972.27	1008.07	1003.13	1039.74	1035.35	1072.84
		25	1241.81	1292.45	1169.66	1310.48	1201.82	1243.42	1235.38	1277.88
		30	1462.41	1518.87	1374.62	1420.41	1407.99	1454.63	1442.93	1490.46
1440		20	1025.45	1070.34	967.82	1003.62	998.68	1035.29	1030.90	1068.39
		25	1237.35	1287.99	1165.21	1206.03	1197.37	1238.97	1230.93	1273.43
		30	1457.95	1514.42	1370.17	1415.96	1403.54	1450.18	1438.48	1486.01
1520		20	1021.01	1065.90	963.37	999.17	994.23	1030.84	1026.45	1063.94
		25	1232.91	1283.55	1160.76	1201.58	1192.92	1234.52	1228.48	1268.98
		30	1453.51	1509.97	1365.72	1411.51	1399.09	1445.73	1434.03	1481.56
1600		20	1016.55	1061.44	958.32	994.72	989.79	1026.39	1022.00	1059.49
		25	1228.45	1279.09	1156.31	1197.13	1188.47	1230.07	1222.03	1264.53
		30	1449.05	1505.52	1361.27	1407.06	1394.64	1441.28	1429.68	1477.11
1760		20	1007.68	1052.55	950.02	985.82	980.88	1017.49	1013.10	1050.59
		25	1219.58	1270.20	1147.41	1188.23	1179.57	1221.17	1213.13	1255.63
		30	1440.16	1496.62	1352.37	1398.16	1385.74	1432.39	1420.68	1468.21

注: 1. 本表适用于直线地段或无外轨超高的曲线地段。

2. 表内道床顶面宽 $b=2.8m$ 和 $2.9m$ 两种; 路基宽 $B=5.2m$; 已扣除枕埋入的体积。

窄轨混凝土轨枕道床每公里道碴体积表

S-113

轨距 (mm)	线路等级	路基宽度 (m)	道床厚度 (m)	路拱高 (m)	路拱顶宽 (m)	道床顶宽 (m)	道床边坡 1:m	轨枕类型	铺设下列轨枕时每公里道碴数量 (m³)			
									1500 根/km	1600 根/km	1700 根/km	1800 根/km
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
600	I	3.1	0.15	0.06	1.00	1.5	1:1.5	615-6-76	389.89	387.64	385.39	383.14
								615-10-76	389.89	387.64	385.39	383.14
		3.3	0.20					615-6-76	504.90	502.65	500.40	498.15
								615-10-76	504.90	502.65	500.40	498.15
	II	3.0	0.15			1.4		615-6-76	365.38	363.13	360.88	358.63
								615-10-76	365.38	363.13	360.88	358.63
		3.2	0.20					615-6-76	475.36	473.11	470.86	468.41
								615-10-76	475.36	473.11	470.86	468.41
762	I	3.7	0.20	0.10	1.20	1.75	1:1.5	718-10-76	609.23	606.41	603.59	600.77
								718-14-76	609.23	606.41	603.59	600.77
	II	3.9	0.25			1.90		718-10-76	747.98	745.16	742.34	739.52
								718-14-76	747.98	745.16	742.34	739.52
	III	3.4	0.15			1.85		724-20-76	851.35	847.27	843.19	839.11
								718-10-76	450.77	447.95	445.13	442.31
		3.6	0.20					718-14-76	450.77	447.95	445.13	442.31
								718-10-76	576.94	574.12	571.30	568.48
								718-14-76	576.94	574.12	571.30	568.48
								724-20-76	667.37	663.29	659.21	655.15
900	I	3.9	0.20	0.10	1.40	1.90	1:1.5	918-14-76	648.13	645.31	642.49	639.67
								924-20-76	721.94	717.66	713.38	709.10
	II	4.1	0.25			2.00		924-20-76	876.27	871.99	867.71	863.43
								918-10-76	479.45	476.44	473.43	470.42
	III	3.6	0.15			1.80		918-14-76	479.45	476.44	473.43	470.42
								918-14-76	613.05	610.04	607.03	604.02
		3.8	0.20					924-20-76	687.47	683.19	678.91	674.43
								924-20-76	836.78	832.50	828.22	823.94
		4.0	0.25					1.90				

窄轨木枕道床每公里道碴体积表

表 1-3-114

轨距 (mm)	线路 等级	路基 宽度 (m)	道碴 厚度 (m)	路拱高 (m)	路拱 顶宽 (m)	道床 顶宽 (m)	道床 边坡 1:m	木枕 类型	铺设下列轨枕时每公里道碴数量 (m³)			
									1500 (根/km)	1600 (根/km)	1700 (根/km)	1800 (根/km)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
600	I	3.1	0.15	0.06	1.0	1.5	1:1.5	I	442.35	440.53	438.70	436.88
								I	423.10	421.54	419.98	418.42
		3.3	0.20					I	560.40	558.58	556.76	554.94
								I	539.63	538.07	536.51	534.95
	II	3.0	0.15			I		415.77	413.95	412.13	410.30	
						I		397.55	395.99	394.44	392.88	
		3.2	0.20			I		528.79	526.97	525.15	523.33	
						II		509.05	507.50	505.94	504.38	
762	I	3.7	0.20	0.10	1.20	1.8	1:1.5	I	646.88	644.04	641.20	638.35
								II	626.88	624.02	621.66	619.30
		3.9	0.25					I	786.14	783.30	780.45	777.61
								II	764.11	761.75	759.39	757.03
	II	3.4	0.15			I		517.21	514.62	511.52	508.68	
						II		498.15	495.78	493.42	491.06	
		3.6	0.20			I		649.01	646.16	643.32	640.47	
						II		628.41	626.05	623.69	621.33	
900	I	3.9	0.20	0.10	1.40	2.0	1:1.5	I	748.96	745.45	741.93	738.41
								II	737.79	734.56	731.34	728.12
								III	715.12	712.44	709.76	707.09
	II	4.1	0.25					I	904.05	900.54	897.02	893.50
								II	892.12	888.90	885.67	882.45
								III	867.93	865.25	862.58	859.90

续表

轨 距 (mm)	线路 等级	路 基 宽 度 (m)	道碴 厚度 (m)	路拱高 (m)	路拱 顶宽 (m)	道床 顶宽 (m)	道床 边坡 1:m	木枕 类型	铺设下列轨枕时每公里道碴数量 (m³)			
									1500 (根/km)	1600 (根/km)	1700 (根/km)	1800 (根/km)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
900	Ⅱ	3.6	0.15	0.10	1.40	1.9	1:1.5	Ⅰ	571.41	567.89	564.38	560.86
								Ⅱ	561.52	558.30	555.07	551.85
								Ⅲ	541.42	538.75	536.07	533.39
		3.8	0.20					Ⅰ	713.97	710.45	706.94	703.42
								Ⅱ	703.32	700.09	696.87	693.65
								Ⅲ	681.69	679.02	676.34	673.66
		4.0	0.25					Ⅰ	864.04	860.53	857.01	853.49
								Ⅱ	852.63	849.41	846.18	842.96
								Ⅲ	829.48	826.80	824.13	821.45

5. 道岔

1) 道岔的选择

(1) 准轨道岔辙叉号数的选用应符合下列规定:

正线、到发线及其它线的单开道岔不小于7号(导曲线半径不小于145m);

其它线在困难条件下,可采用6号道岔(导曲线半径110m);

改、扩建矿山可保留曲线半径不小于110m的原有道岔;

当采用交分道岔、交叉渡线、对称道岔时,为了与单开道岔相适应,其导曲线半径应不小于单开道岔标准。

(2) 窄轨道岔辙叉号数按表1-3-115选用。

窄 轨 道 岔 号 数

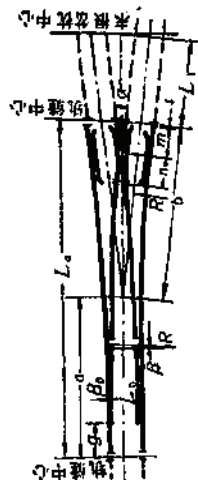
表 1-3-115

道 岔 类 型	铁 路 轨 距 (mm)		
	600	762	900
单开道岔	4,6	4,6,8	6,7
对称道岔	3	4,6,8	4
交叉渡线	4,6	6,8	6,7

(2) 准轨对称道岔主要尺寸见表1-3-117。

表 1-3-117

准轨对称道岔主要尺寸 (mm)



钢轨 类型 (kg/ m)	辙 叉 号	铁道部门标准图 图号或标准编号	辙叉角 α	沿线路 中心导 线半径 R	道岔 全长 L_0	道岔始端 至道岔中 心距离 a	道岔中心 至辙叉 端距离 b	道岔中心 至辙叉 端距离 L_1	道岔中心 至辙叉 端距离 L_2	辙叉 距 m	辙叉 距 n	尖轨前 端至 基本轨 长 q	转辙始角 β_0	转辙角 β	尖轨长 L_3
------------------------	-------------	--------------------	-----------------	--------------------------	-------------------	----------------------------	---------------------------	-----------------------------	-----------------------------	----------------	----------------	------------------------------	-------------------	----------------	--------------

国家系列化道岔

43	6	专线(69)5802	$9^{\circ}27'44.36''$	175000	17457	7437	9994	5155	5125	1220	1321	1335			4100
50		专线(69)5803													
43	6	参标线5806	$9^{\circ}27'44''$	130000	17457	7437	9994	4065	9062	1220	1321	1300	$1^{\circ}0'59.3''$	$1^{\circ}50'48''$	6250
43	9	大郑施站6613	$6^{\circ}20'26''$	360000	28864	13839	15009	6575	15454	1538	2050	2650	$1^{\circ}19'12.71''$	$1^{\circ}19'12.71''$	6250

非系列化道岔

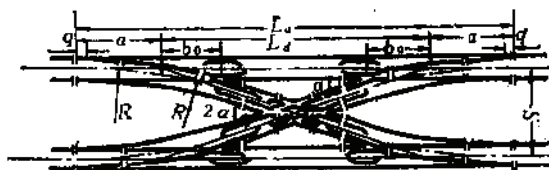
43	6.5	岔 1102	$8^{\circ}44'46.18''$	17928.5	20008	8717	11269	5110	10380	1119	1882	1014	$2^{\circ}06'40''$	$2^{\circ}06'40''$	4207
----	-----	--------	-----------------------	---------	-------	------	-------	------	-------	------	------	------	--------------------	--------------------	------

注: 1976年7月设计的参标线5806代替专线5800。

(3) 准轨交叉渡线主要尺寸见表1-3-118。

准轨交叉渡线主要尺寸 (mm)

表 1-3-118



钢轨类型 (kg/m)	辙叉号	股道间距 s	铁道部标准图 图号	辙叉角 α	沿线路中心线的导曲线半径 R	交叉渡线全长 L_0	两单开道岔中心距离 L_d	道岔始端(轨缝中心)至道岔中心距离 a	道岔中心至辙叉尖端的距离 b_0	尖轨前端基本轨长 g
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11

国家系列化道岔

43	6	4500	专线(69)7045 专线(70)7051	$9^{\circ}27'44''$	110000	43952	27000	8476	8684	1221
50		5000	专线(69)7046 专线(70)7052			46952	30000			
43	7	4500	专线(69)7047 专线(70)7053	$8^{\circ}07'48''$	150000	63258	31500	10879	10114	2242
50		5000	专线(69)7048 专线(70)7054			56758	35000			
50	9	4600	专线(68)7044	$6^{\circ}20'25''$	200000	63510	41400	11055	12978	2650
43		5000	专线(67)7039 专线(66)8556		180000	72632	45000	13816	12978	
50						75332	47700	13816	12978	
43		5300	专线(68)7043			86178	58500	13839	12955	
43		6500	专线(66)8553			86178	58500	13839	12955	

非系列化道岔

43	8	4500	专线(69)7049 专线(70)7055	$7^{\circ}07'30''$	145000	63410	36000	13705		2850
50		5000	专线(69)7050 专线(70)7056			67410	40000			

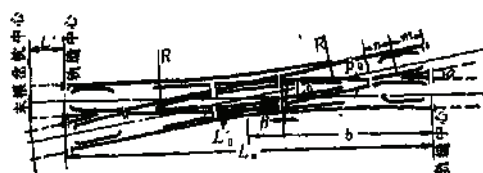
注: 1. 6号及7号道岔交叉渡线仅适用于工业企业标准轨距铁路厂内线

2. 表列交叉渡线除 $s=6500\text{mm}$ 者外, 其余交叉渡线的菱形交叉直线轨石均较标准轨距加宽5mm, 其 a 值均较单开道岔的短。9号道岔短23mm。

(4) 准轨复式交分道岔主要尺寸见表1-3-119。

准轨复式交分道岔主要尺寸 (mm)

表 1-3-119



钢轨类型 (kg/m)	辙叉号	铁道部标准图号	辙叉角 α	沿线路中心线半径 R	道岔全长 L_0	道岔中心至辙叉跟端距离 L_1	道岔跟端至末根枕木距离 L_2	辙叉角 β	转辙角 β	尖轨长 L_3	活动心轨长 L_4	辙叉趾距 m	辙叉跟距 n
----------------	-----	---------	-----------------	-----------------	---------------	----------------------	----------------------	----------------	----------------	--------------	----------------	-------------	-------------

国家系列化道岔

43	7	专线(69)6013	$8^{\circ}07'48.37''$	135000	24210	12105	5155	$1^{\circ}29'30.5''$		4308	固定心轨	1065	1970
50		专线(70)6015					5125			4300			
43	9	专线(67)6000	$6^{\circ}20'25''$	220000	30018	15009	6575	$1^{\circ}20'52''$	$2^{\circ}01'52''$	5256	3700	1538	2050
50		专线(66)6006					6760			5250			

非系列化道岔

43	8	专线(69)6012	$7^{\circ}07'30''$	130000	26960	13480	5700	$1^{\circ}17'59.27''$		4857	固定心轨	1088	1911
50		专线(70)6014					5670			4850			

(5) 窄轨普通单开道岔主要尺寸见表1-3-120。

窄轨普通单开道岔主要尺寸 (mm)

表 1-3-120

轨距 (mm)	辙叉号数	钢轨类型 (kg/m)	道岔名称	图 号	辙叉角 α	道岔全长 L_0	曲线半径 R	道岔前增长 a	道岔后增长 b	道岔总重 (kg)
600	3	15	DK615-3-6	标66(3)-331(2)-00	$18^{\circ}55'30''$	6100	6000	3218	2882	589
		18	DK618-3-6	标66(1)-331(2)-00	$18^{\circ}55'30''$	6100	6000	3334	2766	712
	4	15	DK615-4-12	标66(3)-331(3)-00	$14^{\circ}15'00''$	6840	12000	3340	3500	606
		18	DK618-4-12	标66(1)-331(3)-00	$14^{\circ}15'00''$	6840	12000	3472	3328	770
	5	15	DK615-5-15	标66(3)-331(4)-00	$11^{\circ}25'16''$	7350	15000	3117	4233	692
		18	DK618-5-15	标66(1)-331(4)-00	$11^{\circ}25'16''$	7400	15000	3251	4149	840
	6	15	DK615-6-25	标66(3)-331(5)-00	$9^{\circ}31'38''$	9150	25000	4026	5124	823
		18	DK618-6-25	标66(1)-331(5)-00	$9^{\circ}31'38''$	9000	25000	4287	4713	995
762	4	18	718-4-15	北京有色冶金设计总院	$14^{\circ}15'00''$	8220	15000	4257	3963	612
		24	724-4-18	鞍钢矿山公司设计院	$14^{\circ}15'00''$	7362	16000	3184	4178	
	5	18	718-5-20	长沙矿山设计院	$11^{\circ}25'16''$	9307	26000	3457	5850	844
		24	724-5-21.6	同上	$11^{\circ}25'16''$	9307	21000	3310	5997	
	6	24	724-6-42	北京有色冶金设计总院	$9^{\circ}31'38''$	11360	42000	5698	5662	672
	7	24	724-7-50	铁道部专业设计院	$8^{\circ}07'48''$	13427	50000	6210	7217	
	8	18	718-8-70	专路9061	$7^{\circ}07'30''$	13612	70381	6866	7746	

续表

轨距 (mm)	辙叉 号数	钢轨 类型 (kg/ m)	道岔名称	图 号	辙叉角 α	道岔 全长 L_0	曲线 半径 R	道岔前 端长 a	道岔后 端长 b	道岔 总重 (kg)
900	4	18	DK918-4-15	标66(4)-331(2)-00	14°15'00"	8400	15000	3710	4690	898
		24	DK924-4-15	标66(5)-331(2)-00	14°15'00"	8400	15000	3726	4674	1192
	6	18	DK918-5-20	标66(4)-331(3)-00	11°25'16"	9700	20000	4070	5630	1044
		24	DK924-5-20	标66(5)-331(3)-00	11°25'16"	9800	20000	4066	5731	1419
	6	18	DK918-6-30	标66(4)-331(4)-00	9°31'38"	11200	30000	4540	6660	1163
		24	DK924-6-30	标66(5)-331(4)-00	9°31'38"	11200	30000	4507	6693	1582
		38	938-6-40	长沙矿山设计院	9°27'44"	13000	40000	6328	6672	3453
	7	24	924-7-62	专线8572	8°07'48"	15000	62000	6812	8188	
		38	938-7-65	长沙矿山设计院	8°07'48"	15000	65000	7324	7676	4102
	8	18	918-8-88	专线9062	7°09'10"	15488	86000	6616	8872	

注：表中图号“标”为煤炭工业部1966年道岔标准图，图号“专线”为铁道部专业设计院道岔图。

(6) 窄轨单式对称道岔主要尺寸见表1-3-121。

窄轨单式对称道岔主要尺寸 (mm)

表 1-3-121

轨距 (mm)	辙叉 号数	钢轨 类型 (kg/ m)	道岔名称	图 号	辙叉角 α	道岔 全长 L_0	曲线 半径 R	道岔前 端长 a	道岔后 端长 b	道岔总重 (kg)
600	3	15	DC615-3-9	标66(3)-331(7)-00	18°55'30"	4760	9000	1880	2880	497
			DC615-3-12	标66(3)-331(8)-00	18°55'30"	4880	12000	2000	2880	504
		18	DC618-3-9	标66(1)-331(7)-00	18°55'30"	4700	9000	1952	2748	590
			DC618-3-12	标66(1)-331(8)-00	18°55'34"	4800	12000	2077	2723	600
762	4	24	724-4-16	鞍钢矿山公司设计院	14°15'00"	6230	16000	1835	4395	
900	3	18	DC918-3-9	标66(4)-331(5)-00	18°55'30"	5500	9000	1946	3554	666
			DC918-3-20	标66(4)-331(6)-00	18°55'30"	5900	20000	2405	3495	703
		24	DC924-3-9	标66(5)-331(5)-00	18°55'30"	5500	9000	1939	3561	681
			DC924-3-20	标66(5)-331(6)-00	18°55'30"	5900	20000	2375	3525	930

(7) 窄轨单式渡线主要尺寸见表1-3-122。

窄轨单式渡线道岔主要尺寸 (mm)

表 1-3-122

轨 距	辙叉 号数	钢轨 类型 (kg/ m)	道岔名称	图 号	辙叉角 α	道岔 全长 L_0	曲线 半径 R	道岔前 端长 a	两岔心 间平距 l_c	线间距 s	道岔 总重 (kg)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
600	4	15	D×615-4-1212	标66(3)-331(9)-00	14°15'00"	11405	12000	3340	4725	1200	1091
			D×615-4-1213	标66(3)-331(10)-00	14°15'00"	11799	12000	3340	5119	1300	1119
			D×615-4-1216	标66(3)-331(11)-00	14°15'00"	12900	12000	3340	6300	1600	1239

续表

轨距 (mm)	辙叉 号数	钢轨 类型 (kg/ m)	道岔名称	图 号	辙叉角 α	道岔 全长 L_a	曲线 半径 R	道岔前 端 长 a	两岔心 间平距 l_a	线间距 s	道岔 总重 (kg)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
600	4	18	D × 618-4-1212	标66(1)-331(9)-00	14°15'00"	11669	12000	3472	4725	1200	1430
			D × 618-4-1213	标66(1)-331(10)-00	14°15'00"	12063	12000	3472	5119	1300	1443
			D × 618-4-1216	标66(1)-331(11)-00	14°15'00"	13244	12000	3472	6300	1600	1584
762	5	18	D × 618-5-1513	标66(1)-331(12)-00	11°25'16"	12937	15000	3251	6435	1300	1554
			D × 618-5-1516	标66(1)-331(13)-00	11°25'16"	14422	15000	3251	7920	1600	1727
		24	D × 624-5-1213	标66(2)-331(8)-00	11°25'16"	12951	15000	3258	6435	1300	2084
			D × 624-5-1216	标66(2)-331(9)-00	11°25'16"	14436	15000	3258	7920	1600	2297
	4	24	724-4-12	鞍钢矿山设计院	14°15'00"	11859	12000	2378	6103	1550	2371
			724-4-12	同上	14°15'00"	13434	12000	2378	7678	1950	2371
900	4	18	D × 918-4-1516	标66(4)-331(7)-00	14°15'00"	13720	15000	3710	6300	1600	1641
			D × 918-4-1519	标66(4)-331(8)-00	14°15'00"	14901	15000	3710	7481	1900	1659
		24	D × 924-4-1516	标66(5)-331(7)-00	14°15'00"	13752	15000	3726	6300	1600	2213
			D × 924-4-1519	标66(5)-331(8)-00	14°15'00"	14933	15000	3726	7481	1900	2247
	5	18	D × 918-5-2016	标66(4)-331(9)-00	11°25'16"	16060	20000	4070	7920	1600	1927
			D × 918-5-2019	标66(4)-331(10)-00	11°25'16"	17545	20000	4070	9405	1900	1978
		24	D × 924-5-2016	标66(5)-331(9)-00	11°25'16"	18052	20000	4066	7920	1600	2498
			D × 924-5-2019	标66(5)-331(10)-00	11°25'16"	17537	20000	4066	9405	1900	2638
	6	38	938-6-4021	长沙矿山设计院	9°27'44"	25256	40000	6328	12600	2100	

(8) 窄轨交叉渡线主要尺寸见表1-3-123。

窄轨交叉渡线主要尺寸 (mm)

表 1-3-123

轨距 (mm)	辙叉 号数	钢轨 类型 (kg/ m)	道岔名称	图 号	辙叉角	道岔 全长 L_a	曲线 半径 R	道岔前 端 长 a	两岔心 间平距 l_a	线间距 s	道岔 总重 (kg)
600	3	15	615-3-6, 154	北京有色冶金设计院	18°55'30"	10618	6000	3063	4492	1540	1509
	4	15	615-4-12, 15	鞍钢矿山设计院	14°15'00"	12306	12000	3200	5906	1500	2602
	5	15	615-5-20, 20	长沙矿山设计院	11°18'36"	17092	20000	3546	10000	2000	
762	4	24	724-4-12, 195	鞍钢矿山设计院	14°15'00"	13435	12000	2378	7678	1950	4115
		24	724-4-12, 20	同上	14°15'00"	13639	12000	2378	7883	2002	3924
	5	24	724-5-210, 35	长沙矿山设计院	11°25'16"	24120	21000	3310	17500	3500	

3.3.1.6 运输计算

1. 牵引计算

1) 机车牵引力

电力机车牵引力见表1-3-124。

电力机车牵引力

表 1-3-124

轨距	机车类型	小时速度 (km/h)	小时牵引力 (kN)	$\varphi=0.2$ 时 粘着牵引力 (kN)	$\varphi=0.22$ 时 粘着牵引力 (kN)	$\varphi=0.25$ 时 启动(粘着) 牵引力 (kN)	$\varphi=0.28$ 时 启动牵引力 (kN)	$\varphi=0.3$ 时 启动牵引力 (kN)
准 轨	ZG-80-1500	22.4	111.8		172.7		219.7	
	ZG-100-1500	29.3	168.7		215.8		274.7	
	ZG-150-1500	29.3	251.1		323.7		412.0	
	交流110吨单机	25-30	196.2			(269.8)		343.4
窄 轨	ZL-40- $\frac{762}{900}/750$	18.9	78.5		86.3		109.9	
	ZL-20- $\frac{762}{900}/750$	18.6	39.2		43.2		54.9	
	ZL-14- $\frac{762}{900}/550$	13.2	31.4	27.5		34.3		
	ZL-9- $\frac{600}{762}/550$	10.5	18.8	17.7		22.1		
	ZK-10- $\frac{600}{900} \frac{250}{550}$	10.5	18.8	19.6		24.5		
	ZK-7- $\frac{600}{762}/550$	11	15.1	13.7		17.2		

注：交流110吨单机牵引力仅供方案设计时参考。

2) 粘着系数

根据露天矿实际运行经验及有关试验值，计算粘着系数一般可按表1-3-125选取。

粘 着 系 数

表 1-3-125

轨距	机车类型	运 行		起 动	
		固 定 线	移 动 线	撒 砂	不 撒 砂
准 轨	直流电力机车	0.22	0.20	0.26~0.28	0.24
	交流电力机车	0.24~0.26	0.22	0.30~0.34	0.28~0.29
	内燃机车	0.22	0.20	0.26~0.30	0.24
窄 轨	电力机车	0.20	0.18	0.25~0.27	0.23~0.25
	内燃机车	0.26~0.29	0.26~0.29	0.26~0.29	0.26~0.29

注：交流电力机车粘着系数供参考。

3) 列车运行阻力

(1) 单位基本阻力

准轨电力机车基本阻力见表1-3-126；

准轨电力机车基本阻力 (N/t)

表 1-3-126

线路 条件	机车粘重	v (km/h)				计 算 公 式
		10	20	30	40	
固 定 线	150t	16.09	20.21	27.08	36.69	$\omega'_{\text{电}} = 1.5 + 0.0014V^2$
		42.38	46.50	53.37	62.98	$\omega'_{\text{断}} = 4.18 + 0.0014V^2$
	100t	24.03	28.98	32.08	37.77	$\omega'_{\text{电}} = 2.54145 - 0.02826426V + 0.002518093V^2 -$ $- 0.0000242582V^3$
		29.92	34.54	40.22	46.60	$\omega'_{\text{断}} = 2.824145 + 0.008285791V + 0.00156809V^2 -$ $- 0.0000142581V^3$
	80t	27.86	30.21	33.06	37.08	$\omega'_{\text{电}} = \frac{24}{\sqrt{PK}} + 0.01V + 0.035 \frac{V^2}{PK}$
		40.42	43.95	49.83	58.08	$\omega'_{\text{断}} = 4 + 0.0012V^2$
	交流 韶山 $\frac{1}{2}$ 型	14.91	18.44	24.33	32.57	$\omega'_{\text{电}} = 1.4 + 0.0012V^2$
		40.42	43.95	49.83	58.08	$\omega'_{\text{断}} = 4 + 0.0012V^2$
半 固 定 线	150t	20.99	25.60	35.12	47.68	取固定线的1.3倍
		55.13	60.33	69.16	81.82	
	100t	31.20	35.12	41.69	49.05	取固定线的1.3倍
		38.85	44.64	52.19	60.53	
	80t	36.20	39.24	42.87	48.17	取固定线的1.3倍
		52.48	57.09	64.75	75.54	
	交流 韶山 $\frac{1}{2}$ 型	19.33	23.94	31.59	42.28	取固定线的1.3倍
		52.48	57.09	64.75	75.54	
移 动 线	150t	36.98	44.93	58.17	76.71	$\omega'_{\text{电}} = 3.5 + 0.0027V^2$
		63.27	71.22	84.46	103.01	$\omega'_{\text{断}} = 6.18 + 0.0027V^2$
	100t	36.10	40.52	48.17	56.80	取固定线的1.5倍
		45.03	51.50	60.33	69.85	
	80t	41.79	45.32	49.54	55.62	取固定线1.5倍
		60.82	65.92	74.85	87.11	
	交流 韶山 $\frac{1}{2}$ 型	22.37	27.66	36.49	48.95	取固定线1.5倍
		60.82	65.92	74.85	87.11	

注: $\omega'_{\text{电}}$ 给电运行基本阻力 (N/t); $\omega'_{\text{断}}$ 断电运行基本阻力 (N/t)。

窄轨电力机车基本阻力见表1-3-127;

窄轨电力机车基本阻力 (N/t)

表 1-3-127

机车粘着重量 (t)	固 定 线		移 动 线	
	基 本 阻 力	启 动 阻 力	基 本 阻 力	启 动 阻 力
40	40	75	60	85
20	50	80	70	90
14	60	85	80	95
9	70	90	100	105

准轨60t自翻车基本阻力见表1-3-128;

60吨自翻车基本阻力 (N/t)

表 1-3-128

线路种类	v (km/h)				矿 车 重 (t)	阻 力 计 算 公 式
	10	20	30	40		
固 定 线	24.62	28.74	33.26	38.16	空 $q=33.5$	$\omega''_0 = 0.7 + \frac{12+0.3V}{0.25q} + 0.0002V^2$
	13.34	15.21	17.46	20.11	重 $q=93.5$	
半固定线	31.29	36.79	42.67	49.05	空 $q=33.5$	$\omega''_0 = 0.9 + \frac{15+0.4V}{0.25q} + 0.00025V^2$
	17.07	19.42	22.37	25.80	重 $q=93.5$	
移 动 线	35.71	41.30	47.38	54.15	空 $q=33.5$	$\omega''_0 = 1.1 + \frac{17+0.4V}{0.25q} + 0.0003V^2$
	19.91	22.27	24.72	28.55	重 $q=93.5$	

准轨100t自翻车基本阻力见表1-3-129;

100吨自翻车基本阻力 (N/t)

表 1-3-129

线路种类	v (km/h)				矿 车 重 (t)	阻 力 计 算 公 式
	10	20	30	40		
固 定 线	10.10	11.58	13.34	15.50	空 $q=48$	$\omega''_0 = 0.7 + \frac{11+0.4V}{q} + 0.0002V^2$
	8.04	8.93	10.20	11.77	重 $q=148$	
半固定线	13.15	15.01	17.36	20.11	空 $q=48$	取固定线的1.3倍
	10.50	11.58	13.24	15.30	重 $q=148$	
移 动 线	15.21	17.36	20.01	23.25	空 $q=48$	取固定线的1.5倍
	12.07	13.44	15.30	17.66	重 $q=148$	

窄轨矿车基本阻力见表1-3-130。

窄 轨 矿 车 基 本 阻 力 (N/t)

表 1-3-130

矿 车 容 积 (m ³)	固 定 线		移 动 线	
	基 本 阻 力		基 本 阻 力	
	重 车	空 车	重 车	空 车
0.75	90	110	130	170
1.20	80	100	120	150
2.00	70	90	110	140
3.50	60	80	100	120
4.00	60	80	100	120
6.00	50	65	70	100
11.00	35	55	60	90

(2) 列车运行附加阻力

机车、车辆的单位坡道阻力 ω' 的数值, 等于坡道的千分率, 其上坡为正值(+), 下坡为负值(-)。

准轨列车单位起动附加阻力,按下式计算

$$\omega_{mp} = 3 + 0.4i_p \quad (1-3-35)$$

式中 ω_{mp} ——列车单位起动附加阻力, N/t;

i_p ——起动地段的加算坡度, ‰;

当 ω_{mp} 的计算结果小于50N/t时,应取50N/t。

窄轨列车单位起动附加阻力,按下式计算:

$$\omega_{mp} = 0.5\omega'_0(\omega''_0) + 110a \quad (1-3-36)$$

式中 ω_{mp} ——意义同准轨;

ω'_0 ——矿车单位基本阻力 (N/t), 电机车为 (ω'_0) ;

a ——起动加速度 (m/s^2), 一般可取0.03~0.05;

(3) 隧道附加阻力

隧道附加阻力参见3.3.1.2铁路线路技术条件部分。

4) 列车制动力及制动距离

(1) 列车制动力

由闸瓦压力而产生的列车总制动力 B_m 按下式计算。

$$B_m = 1000\varphi_{kp}\Sigma k_p \quad (1-3-37)$$

式中 B_m ——列车总制动力, N;

φ_{kp} ——闸瓦与轮缘间的计算摩擦系数;

Σk_p ——列车中每块计算闸瓦压力的总和, t。

列车单位制动力 b_m 是列车总的制动力平均到每吨列车重量上的制动力,按下式计算。

$$b_m = 1000\varphi_{kp}Q_p$$

式中 b_m ——列车单位制动力, N/t;

Q_p ——列车制动率。

(2) 列车制动率

列车每块计算闸瓦压力的总和与列车重量之比称列车制动率 Q_p ,按下式计算

$$Q_p = \frac{\Sigma k_p}{p + q} \quad (1-3-38)$$

式中 p ——机车重量, t;

q ——牵引重量, t。

按照不同要求,制动中对制动率的使用程度也不同,通常用制动率系数来表示。紧急制动时取制动率的全值,列车在车站等处正常停车制动时,制动率系数取0.5,计算固定信号间的距离时,制动率系数取0.8。在露天矿山,线路坡度大,一般列车中自翻车辆数少,为了使计算与实际接近,可将机车制动率计入。

计算闸瓦摩擦系数见表1-3-131。

机车、车辆闸瓦压力见表1-3-132。

(3) 制动距离

列车制动距离 L_m 等于制动空走距离 L_0 与制动有效距离 L_e 之和。

闸瓦计算摩擦系数

表 1-3-131

公式来源		计算公式	
准轨	铁科院	标准铸铁	$0.6 \frac{16K+100}{80K+100} \times \frac{V+100}{5V+100}$
	铁科院	45号生料	$0.35 \frac{V+100}{2V+100}$
	铁一院	中磷铸铁	$0.52 \frac{20K+50}{80K+50} \times \frac{50+V}{3V+50} + 0.001(95-V_R)$
	牵引计算规程	中磷铸铁	$0.64 \frac{10K+100}{50K+100} \times \frac{3.6V+100}{14V+100} + 0.006(110-V_G) \frac{V}{6V+100}$
	苏铁科院研究报告第四期	高磷铸铁	$0.5 \frac{16K+100}{52K+100} \times \frac{V+100}{5V+100}$
	苏铁科院研究报告第四期	合成闸瓦	$0.44 \frac{K+20}{4K+20} \times \frac{V+150}{2V+150}$
	苏“露天矿运输电气牵引” (1970)		$0.27 \frac{V+100}{5V+100}$
窄轨		普通铸铁	$0.6 \frac{41K+100}{205K+100} \times \frac{V+100}{5V+100}$

机车车辆闸瓦压力

表 1-3-132

机车车辆类型		风缸压力 (MPa)	全车闸瓦压力 (kN)	每块闸瓦压力 (kN)	制 动 率 (%)
准轨机车	ZG80-1500电机车		569	71.12	72.5
	ZG100-1500电机车		610.6	76.32	62.2
	ZG150-1500电机车		915.9	76.32	62.2
	EL-1型150吨电机车		777.0	64.76	52.7
	交流电力机车 (韶峰 I 型)		382.6	31.88	
窄轨机车	ZL-40型电机车	63.8—78.5	243.3	30.4	61.7
	ZL-20型电机车	63.8—78.5	113.8	28.45	59
	ZL-14型电机车	44.1—58.9	86.0	21.48	63
矿 车	准轨, KF ₀ -100t		549.4	34.34	
	60t		314.0	38.24	
	窄轨, KF30-1型自翻车		86.3	10.8	
	QF6-75M型自翻车		44.74	5.6	
	6.5m ³ 定点气动自翻车		26.48	6.62	
	3.5m ³ 中央支点式自翻车		19.6	4.9	

即: $L_m = L_0 + L_z$

$$\text{或 } L_m = \frac{v_H \cdot t_0}{3.6} + \sum \frac{4.17(v_1^2 - v_2^2)}{b_m + \omega_c + i_z} \quad (1-3-39)$$

式中 v_H ——制动时的初速, km/h;

t_0 ——空走时间, s;

$$i_0 = 0.5 + 0.2n - 0.01n^2;$$

n ——列车中的车辆数;

i_c ——制动地段坡度, ‰;

v_1, v_2 ——计算间隔内的初速与末速, km/h;

b_m ——列车单位制动力, N/t;

ω_c ——列车平均单位基本阻力, N/t;

$$\omega_c = \frac{\omega'_0 P + \omega''_0 Q}{P + Q}$$

ω'_0 ——机车单位基本阻力, N/t;

ω''_0 ——矿车单位基本阻力, N/t。

露天冶金矿山规定的制动距离见表1-3-133。

制 动 距 离 表

表 1-3-133

轨 距	线 路 条 件	制 动 距 离 (m)
准 轨	固 定 线	300
	移 动 线	100
窄 轨	轨距900、762mm固定线	150
	轨距600mm及主平洞	80
	地 下 运 输	40

5) 列车重量的确定

(1) 列车重量的计算方法

根据露天矿线路的特点, 列车重量的确定大致可归纳为两种情况。

山坡露天矿, 多为重列车下坡, 空列车上坡。一般先按空列车在最大上坡道上以计算速度(电力机车以小时速度)运行条件计算。然后再以重列车在车站、移动线上启动和空列车在最大坡道上按停车启动条件进行验算。同时按重列车在最大下坡道上进行制动验算。

深凹露天矿, 多为重列车上坡, 空列车下坡。一般先按重列车在最大上坡道上以计算速度(电力机车以小时速度)运行条件计算。然后再以重列车在该坡道上作停车启动验算。若为电力机车牵引时, 还需进行电动机的发热温升校验。

(2) 牵引重量计算公式

按不同计算特点推荐的计算公式见表1-3-134。

牵 引 计 算 公 式

表 1-3-134

计 算 特 点	推 荐 计 算 公 式	说 明
列车于上坡道上等速运行	$Q = \frac{F_K - P(\omega'_0 + i_p)}{\omega''_0 + i_p}$	式中 Q —列车牵引重量, t; F_K —机车计算牵引力, N; i_p —限制坡度, ‰; ω'_0 —机车单位基本阻力, N/t; ω''_0 —矿车单位基本阻力, N/t; P —机车重量, t

续表

计算特点	推荐计算公式	说 明								
列车于上坡道上停车启动	$Q_{ms} = \frac{F_{kms} - P(\omega'_s + \omega_{ms} + i_{ms})}{\omega''_s + \omega_{ms} + i_{ms}}$	式中 Q_{ms} —受启动条件限制的牵引重量, t; F_{kms} —机车启动牵引力, N; ω_{ms} —列车单位启动附加阻力, N/t; i_{ms} —启动地段坡度, ‰; ω'_s, ω''_s —速度为10公里/小时的机车、矿车单位基本阻力, N/t; P —机车重量, t								
当机车有制动装置 矿车无制动装置时, 按要求的制距离 (14t电机车) 计算牵 引重量	$Q_m = \frac{B_K - P(i_p - \omega'_s + 110j_0)}{i_p - \omega''_s + 110j_0}$	式中 Q_m —制动时的牵引重量, t; B_K —机车制动力, N; $B_K = 1000P\theta\phi$ θ —机车制动率见表1-3-132; ϕ —计算闸瓦摩擦系数; j_0 —制动减速度, m/s ² 按 $j_0 = \frac{V_H}{2L_m}$ 计算, 但不宜小于0.09m/s ²								
当矿车无制动装置 而机车也无空气制动 时(7.10t电机车)	$Q_m = \frac{1000P\phi_K - P(i_p - \omega'_s + 110j_0)}{i_p - \omega''_s + 110j_0}$	式中 ϕ_K —制动粘着系数0.17 其它同上								
当机车、车辆均有 制动装置时验算制动 距离	$L_m = \frac{v_H t_0}{3.6} + \Sigma \frac{4.17(v_1^2 - v_2^2)}{b_m + \omega_c + i_c}$	式中 L_m —制动距离, m; b_m —列车单位重量的制动力, N/t; ω_c —列车平均基本阻力, N/t; i_c —制动地段坡度, ‰; t_0 —空走时间, s; v_1, v_2 —计算间隔内的初速与末速, km/h; V_H —制动时的初速度, km/h								
电力机车牵引时电 动机发热验算	$I_{ms} = K\delta \sqrt{\frac{\Sigma I^2 t}{T}} \leq I_{kt}$	式中 I_{ms} —列车周转一次牵引电机当量平均电流, A; K —储备安全系数, 取1.1~1.25; δ —电机车在调车作业时电机的工作系数; <table border="1" style="margin: 10px auto;"> <tr> <td>L</td><td><1km</td><td>1~2km</td><td>>2km</td></tr> <tr> <td>δ</td><td>1.4</td><td>1.25</td><td>1.15</td></tr> </table> $I_1, \dots, I_n$ 电机车在各纵断面单元运行时牵引电动机负荷电流, A; 由牵引电动机特性曲线查得 $t_1, \dots, t_n$ 电机车在各纵断面单元运行时间, min; T —列车周转一次时间, min; I_{kt} —电机车牵引电机的持续电流, A; 一般由设备制造厂提供	L	<1km	1~2km	>2km	δ	1.4	1.25	1.15
L	<1km	1~2km	>2km							
δ	1.4	1.25	1.15							

(3) 不同坡度线路机车牵引重量和车辆数量

准轨电力机车在不同坡度下的列车重量和车辆数见表1-3-135。

窄轨电力机车重列车上坡定速运行牵引重量见表1-3-136。

窄轨电力机车重列车在不同坡度上启动时牵引重量见表1-3-137。

窄轨电力机车牵引矿车无制动装置时, 重列车下坡运行时的制动牵引重量见表1-3-138。

准轨电力机车在不同坡度下的列车重量和车辆数

表 1-3-135

机 车 及 车 辆 类 型			线 路 (固 定 线) 坡 度 (%)						线路 (移动线) 坡度 (%)	
			10	15	20	25	30	35	10	15
80t 电力机车牵引 60t 自翻车	牵 引 重 量 (t)		1334	799	609	486	401	338	1088	774
	自翻车载重量 (t)	60	12	8	6	5	4	3	11.6(12)	8
		50	10.6(14)	9	7	5.8(6)	4.8(5)	4	13	9
100t 电力机车牵引 60t 自翻车	牵 引 重 量 (t)		1419	1000	762	609	502	423	1383	969
	自翻车载重量 (t)	60	15	10.7(11)	8	6	5	4	14.6(15)	10
		50	17	12	9	7	6	5	16	11.6(12)
100t 电力机车牵引 100t 自翻车	牵 引 重 量 (t)		1462	1022	775	625	508	427	1423	1000
	自翻车载重量 (t)	100	9.8(10)	7	5	4	3	2.9(3)	9.6(10)	6.7(7)
		85	11	7.7(8)	5.8(6)	4	3.8(4)	3	10.7(11)	7
150t 电力机车牵引 60t 自翻车	牵 引 重 量 (t)		2135	1505	1147	916	755	636	2043	1454
	自翻车载重量 (t)	60	22.8(23)	16	12	9.8(10)	8	6.8(7)	21.8(22)	15.5(16)
		50	25.6(26)	18	13.7(14)	10.9(11)	9	7	24.5(25)	17.4(18)
150t 电力机车牵引 100t 自翻车	牵 引 重 量 (t)		2200	1537	1166	929	764	643	2133	1500
	自翻车载重量 (t)	100	14.8(15)	10	7.9(8)	6	5	4	14.4(15)	10
		85	16.5(16)	11.6(12)	8.8(9)	7	5	4.8(5)	16	11

注: 1. 表列数值为列车在不同坡度线路启动时的数值; 2. 有关参数的选取: 粘着系数 0.28, 启动附加阻力公式采用 $\omega_{sp} = 3 + 0.4i_c$, 启动速度取 10km/h;
 3. 括号内的车辆数按车辆载重允许超载 5% 而取的, 在确定列车组成时可根据具体情况酌定; 4. 60t 自翻车自重 33.5t, 载重 60t, 100t 自翻车自重 48t, 载重 100t;
 5. 自翻车载重量矿石按满计, 岩石按满计

有轨电力机车重列车上坡定速运行牵引重量

表 1-3-136

序号	机车类型	矿车容积 (m ³)	单位	坡度 (%)							矿车重 (t)	
				0	5	10	15	20	25	30	自重	载重
1	7t电机车	0.75	t	149.3	99.5	67.1	51.6	41.5	34.4	29.1	0.63	1.87
			辆	59	37	26	20	16	13	11		
		1.2	t	168	100.7	70.8	53.9	43.0	35.4	29.8	1.42	3
			辆	38	22	16	12	9	8	6		
		2.0	t	192	109.1	74.9	56.0	44.6	36.5	30.6	1.25	5.3
			辆	29	16	11	8	6	5	4		
2	10t电机车	1.2	t	241.3	144.6	101.7	77.4	61.8	50.9	42.9	1.42	3
			辆	64	32	23	17	13	11	9		
		2.0	t	275.7	156.7	107.6	80.9	64.1	52.5	44.1	1.25	5.3
			辆	42	23	16	12	9	8	6		
		4.0	t	321.7	170.9	114.4	84.8	66.5	54.2	45.3	3.13	10
			辆	24	12	8	6	5	4	3		
3	14t电机车	2.0	t	388.0	220.5	151.5	113.9	90.2	73.9	62.1	1.25	5.3
			辆	59	33	23	17	13	11	9		
		4.0	t	452.7	240.5	161	119.3	93.7	76.3	63.8	3.13	10
			辆	34	18	12	9	7	5	4		
		6.0	t	543.2	264.6	171.7	125.3	97.4	78.9	65.6	8.83	12
			辆	26	12	8	6	4	3	3		
4	20t电机车	8.0	t	86.0	420	273.3	200	156	126.7	105.7	8.83	12
			辆	41	20	13	9	7	6	5		
		11.0	t	1228.6	494.1	303.7	216.2	166	133.3	110.4	14	20
			辆	36	14	8	6	4	3	3		
5	40t电机车	11.0	t	2468.6	992.9	610.4	434.6	333.6	268.1	222.1	14	20
			辆	72	29	18	12	9	7	6		

窄轨电力机车重列车在不同坡度上启动时牵引重量

表 1-3-137

机车 类型	矿车容积 (m³)	单 位	车 站 及 固 定 线 上 (%)										移 动 线 车 站 及 线 路 上							
			0	2.5	3	4	5	6	8	10	12	15	0	2.5	4	5	10	12	15	
7t 电 机 车	0.75	t	85.7	74.9	73.0	69.5	66.4	63.4	58.2	53.7	49.8	44.8	63.4	60.7	53.7	51.7	48.3	40.6	37.0	
		辆	34	29	29	27	26	25	23	21	19	17	25	24	21	20	17	16	14	
	1.2	t	93	80.5	78.4	74.4	70.8	67.5	61.6	56.6	52.3	46.8	67.5	60.3	56.6	54.4	45.2	42.3	38.5	
		辆	21	18	17	16	16	15	13	12	11	10	15	13	12	12	10	9	8	
	2.0	t	101.7	87.0	84.6	79.9	75.8	72.1	65.5	59.9	55.1	49.1	72.1	64	59.9	57.4	47.4	44.2	40.0	
		辆	15	13	12	12	11	11	9	9	8	7	11	9	9	8	7	6	6	
10t 电 机 车	1.2	t	133.7	115.	112.7	107.0	101.8	97	88.6	81.5	75.3	67.4	97.7	87.3	82	78.8	65.5	61.3	55.7	
		辆	30	26	25	24	23	21	20	18	17	15	22	19	18	17	14	13	12	
	2.0	t	97.5	83.0	80.5	76.0	71.9	68.2	61.7	56.2	51.4	45.5	104.3	92.7	86.7	83.2	68.6	64	58	
		辆	14	12	12	11	10	10	9	8	7	6	15	14	13	12	10	9	8	
	4.0	t	161.4	136.2	132.0	124.3	117.4	111.2	100.4	91.4	83.8	74.2	112	98.7	92	88	72	66.9	60.4	
		辆	12	10	9	9	8	8	7	6	6	5	8	7	6	6	5	5	4	
14t 电 机 车	2.0	t	206.1	176.3	171.3	162.1	153.7	146.1	132.7	121.4	111.8	99.6	148	131.4	123	118	97.3	90.8	82.3	
		辆	31	26	26	24	23	22	20	18	17	15	22	20	18	18	14	13	12	
	4.0	t	227.4	191.9	186.0	175.2	165.5	156.7	141.6	128.9	118.1	104.6	158.8	140	130.6	124.9	102.1	95	85.8	
		辆	17	14	14	13	12	11	10	9	8	7	12	10	9	9	7	7	6	
	6.0	t	253.6	210.5	203.4	190.6	179.3	169.1	151.7	137.3	125.2	110.3	203.4	174.1	160	151.7	119.8	110.3	98.2	
		辆	12	10	9	9	8	8	7	6	6	5	9	8	7	7	5	5	4	
20t 电 机 车	6.0	t	410.8	341.3	330.0	309.4	291.1	274.7	246.7	223.5	204	180	330	282.7	260	246.7	195.4	180	160.6	
		辆	17	16	15	14	13	13	11	10	9	8	15	13	12	11	9	8	7	
	11.0	t	496.7	399.3	384.0	358.6	332.7	311.6	276.3	247.7	224.2	195.7	364	307.7	281.1	265.6	207.3	190.2	168.8	
		辆	14	11	11	10	9	9	8	7	6	5	10	9	8	7	6	5	4	
40t 电 机 车	11.0	t	993.5	798.5	768.0	713.2	665.4	623.3	552.5	495.4	448.4	391.5	728.36	615.3	562.2	534.3	414.7	380.4	337.6	
		辆	29	23	22	21	19	18	16	14	13	11	21	18	18	15	12	11	9	

窄轨电力机车牵引矿车无制动装置时,重列下坡运行时的制动力重量

表 1-3-138

机 车 型 号	矿车容积 (m ³)	单 位	限 坡 (%)				
			25	20	15	12	10
7t电机车	0.55	t	33.2	41.4	53.8	64.8	74.6
		辆	17	21	28	33	39
	0.75	t	33.6	41.4	53.8	64.8	74.6
		辆	16	20	26	32	37
	1.30	t	31.9	39.5	50.8	60.7	69.4
		辆	7	8	11	13	15
10t电机车	0.75	t	47.5	59.2	76.8	92.5	106.6
		辆	18	33	30	37	42
	1.20	t	45.6	56.5	72.6	86.7	99.1
		辆	10	12	16	19	22
	2.00	t	43.8	54.1	68.8	81.5	92.5
		辆	6	8	10	12	14
14t电机车	2.00	t	58.2	73.1	95.6	115.7	133.9
		辆	8	11	14	17	20
	4.00	t	55.8	69.6	90.2	108.2	124.2
		辆	4	5	6	8	9

注, 1. 制动时最大初速: 14t电机车取20km/h, 10t、7t电机车取16km/h。

2. 制动制高: 14t电机车按150m计, 10t、7t电机车按80m计。

2. 区间最大通过能力

1) 双线区间最大通过能力

(1) 采用半自动闭塞装置或电话联系方法, 双线区间最大通过能力按下式计算:

$$N = \frac{1440}{t_s + \tau} \quad (1-3-40)$$

式中 N ——区间每日计算通过能力, 对; τ ——准备进路及开通信号时间, min;

电气集中 0.3 min;

人工扳道 2 min;

 t_s ——计算方向区间运行时间, min。

(2) 采用自动闭塞时, 双线区间最大通过能力按下式计算:

$$N = \frac{1440}{t_t} \quad (1-3-41)$$

式中 t_t ——自动闭塞区段列车区间间隔时间, min;

其它符号意义同上。

2) 单线区间最大通过能力

(1) 两站均为直通式会让站区间通过能力

$$N = \frac{1440}{t_1 + t_2 + \tau_1 + \tau_2} \quad (1-3-42)$$

式中 N ——线路每日通过能力, 对; t_1 、 t_2 ——上下行列车在区间运行时间, min; τ_1 ——会车间隔时间, min; τ_2 ——不同时接车间隔时间, min;

(2) 两站均无平行进路的尽头式折返站间的区间通过能力

$$N = \frac{1400}{t_1 + t_2 + 2\tau_1 + \tau_2 + \tau_3} \quad (1-3-43)$$

式中 τ_2 ——不同时发车间隔时间, min;

其它符号意义同上。

(3) 两站均有平行进路的尽头式折返站间的区间通过能力

$$N = \frac{1400}{t_1 + t_2 + 2\tau_1 + \tau_2} \quad (1-3-44)$$

式中符号意义同上。

3. 车站咽喉通过能力计算

列车占用咽喉时间受下列限制

$$T = N_1 t_1 + N_2 t_2 + N_3 t_3 + N_4 t_4 \leq 1440 K_s \quad (1-3-45)$$

式中 N_1 、 N_2 、 N_3 、 N_4 ——分别为通过咽喉的到发列车, 调车和单机通过次数; t_1 、 t_2 、 t_3 、 t_4 ——分别为通过咽喉的到发列车, 调车和单机占用咽喉的时间

(min/次), 由下式确定:

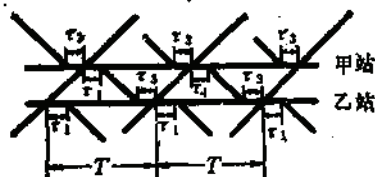
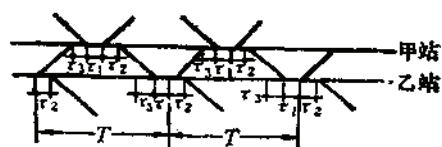
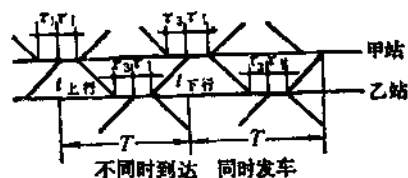


图 1-3-19 直通式会让站



a



b

图 1-3-20 尽头式折返站区间

a—两站均无平行进路的

b—两站均有平行进路的

$$t_1 = t_K + \frac{60}{v_1} L_1 \quad (1-3-46)$$

$$t_2 = t_K + \frac{60}{v_2} (L_2 + L_3) + t_s \quad (1-3-47)$$

$$t_3 = t_K + \frac{60}{v_3} (L_2 + L_3) + t_s \quad (1-3-48)$$

$$t_4 = t_K + \frac{60}{v_4} L_2 + t_s \quad (1-3-49)$$

L_1 ——到达列车运行进路长度, km;

L_2 ——咽喉区长度, km;

L_3 ——列车长度, km;

t_s ——从显示信号到列车启动时间, 一般取0.6min;

v_1, v_2, v_3, v_4 ——到发列车调车和单机运行速度, km/h;

k_s ——咽喉道岔的时间利用系数, 一般取0.65;

t_a ——准备进路和开放信号时间, 人工扳岔时为0.25min/组, 另加0.6min(为从显示信号到列车启动的时间), 电气集中时为0.3min/次。

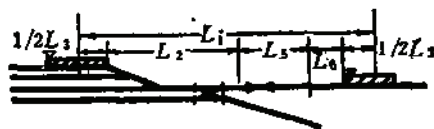


图 1-3-21 列车占用咽喉总长度图

4. 通过能力计算常用的技术指标系数

(1) 区间通过能力利用率(考虑生产的不均衡性)如下:

单线区间：准轨不超过70%；

窄轨不超过70~60%。

双线区间：准轨不超过80%；

窄轨不超过80~70%。

(2) 验算区间通过能力所用列车进出站速度 (km/h) 参见表1-3-77。

(3) 单线区间车站间隔时间 (min) 见表1-3-139。

单线区间车站间隔时间 (min)

表 1-3-139

闭塞方式	道岔操纵方式	会车间隔 τ_1	不同时发车间隔 τ_2	不同时接车间隔 τ_3
电话闭塞	人工搬道	2	3~3.5	4~4.5
半自动闭塞	人工搬道	2	3	4
半自动闭塞	电气集中	1	2	2
自动闭塞	电气集中	0.5	2	2

(4) 双线区间准备进路及开放信号时间 (τ)：

电气集中： $\tau = 0.3\text{min}$ ；

人工搬岔： $\tau = 2\text{min}$ 。

(5) 咽喉道岔准备进路及开放信号时间：

电气集中：0.3min/次；

人工搬岔：0.25min/组，另加0.6min (为从显示信号到列车启动的时间)。

5. 运输设备数量计算

1) 列车运行周期

$$T = t_L + t_H + t_D + t_j + t_a \quad (1-3-50)$$

式中 T ——列车运行周期时间，min；

t_L ——装车时间，min；

t_H ——列车往返运行时间，min；

t_D ——列车卸车时间，min；

t_j ——列车检查时间，min；

t_a ——包括入换时间，在车站停车时间等，min。

(1) 装车时间

挖掘机装车按下式确定：

$$t_L = \frac{60n_n q'_n}{Q_k}$$

式中 n_n ——机车牵引的矿车数、辆；

q'_n ——矿车装载容积， m^3 ；

Q_k ——挖掘机生产能力， m^3/h ；

$$Q_k = \frac{60EK_H}{tK_P}$$

E ——挖掘机几何容积, m^3 ;

K_H ——挖掘机装满系数;

K_P ——矿石、岩石松散系数;

t ——挖掘机装车循环一次时间, min 。

挖掘机装车时间一般可按表1-3-140参考选用。

挖掘机装车时间

表 1-3-140

轨型	挖掘机与矿车配合	装 矿 (min/车)	装 岩 (min/车)
准轨	3 m^3 挖掘机装 60 t 自翻车	8	7
	4 m^3 挖掘机装 60 t 自翻车	7	6
	4 m^3 挖掘机装 100 t 自翻车	13	11
	6 m^3 挖掘机装 60 t 自翻车	4	3.5
	6 m^3 挖掘机装 100 t 自翻车	7	4.5
	10 m^3 挖掘机装 100 t 自翻车	5~6	3.5
	12 m^3 挖掘机装 100 t 自翻车	4.5~5	3.5
窄轨	0.5 m^3 挖掘机装 1.2 m^3 矿车	2.5	2.5
	1 m^3 挖掘机装 1.2 m^3 矿车	1.5	1.5
	1 m^3 挖掘机装 6 t 矿车	3	2.5
	1 m^3 挖掘机装 10 t 自翻车	4.5	4
	2 m^3 挖掘机装 10 t 自翻车	2	2
	3 m^3 挖掘机装 20 t 自翻车	3.5	3
	4 m^3 挖掘机装 20 t 自翻车	3	2.5

窄轨车辆闸门装车时间参见表1-3-141。

窄轨车辆闸门装车时间

表 1-3-141

闸 门 型 式	矿 车 容 积 (m^3)	装 车 时 间 (s)		
		散 状 矿 石	块 状 矿 石	较 细 碎 而 潮 湿 的 矿 石
汽 动 (电 动) 闸 门 放 矿	1.2 以 内	30	50	60
	1.2~2.0	40	60	80
	2.0~4.0	50	70	100
	10	70	100	120
手 动 闸 门 放 矿	0.6 以 内	60	80	90
	0.7~1.2	70	90	100

注: 包括机车移动矿车时间。

(2) 列车往返运行时间

$$t_H = \frac{60}{v} 2L \quad (1-3-51)$$

式中 v ——列车平均运行速度, km/h ;

L ——平均运输距离, km;

不同线路区段列车平均运行速度见表1-3-142。

列车平均运行速度 (km/h)

表 1-3-142

线路条件	准 轨	窄 轨 (mm)		
		900	762	600
固定线路				
区间长度 > 3 km 以上	25	17	16	13
区间长度 2 ~ 3 km	20	16	15	13
1 ~ 2 km	17	15	14	12
< 1 km	15	13	12	10
半固定线路	17	15	15	12
移动线路				
在采矿场	12	10	10	8
在排弃场	10	8	8	8

(3) 列车卸车时间

可按表1-3-143选取。

一辆矿车的卸车时间 (min)

表 1-3-143

矿 车 类 型	卸 车 方 式	卸 车 时 间 (min/车)
20~100 t 自翻车	气(油)压缸, 自卸	卸矿: 1.5, 受破碎能力限制时为2.5 卸岩: 1.0
6 m ³ 单侧自翻车	固定点自翻	0.6
4 m ³ ~ 1.6 m ³ 矿车	曲轨侧卸	按 0.83~1.4 m/s 过曲轨
4 m ³ ~ 2 m ³ 矿车	翻车机卸	1.0
0.6 m ³ ~ 1.2 m ³ 矿车	人工翻车	1~1.5

注: 未包括清扫车辆时间。

(4) 列车检查时间

准轨(需要列检时) 每次10~15min;

窄轨(需要列检时) 每次5min;

(5) 其它时间

其它时间包括列车在站停车时间, 列车入换时间等。

列车在站停车时间: 列车每周转一次按3~5min/站;

列车入换时间: 进入采场装车线10~15min/次;

进入排弃场装车线10~20min/次。

2) 机车、车辆需要量计算

有关系数的确定可按表1-3-144选取。

计算班运量 $Q(i)$:

机车、车辆计算系数

表 1-3-144

项 目	准 轨	窄 轨
年工作天数	视矿山具体条件而定	
运输不均衡系数 K_1		
铁路运输	1.1~1.15	1.15~1.2
联合运输	1.15~1.2	1.15~1.2
时间利用系数 K_2		
三班制	0.85	0.8~0.75
二班制		0.85
设备检修系数		
电力机车	0.15	0.17
内燃机车	0.20	0.25
载重 20 t 及其以上矿车	0.15	0.15
载重 10 t 及其以下矿车	0.2~0.25	0.2~0.25

$$Q = \frac{\text{年运量} \times K_1}{\text{年工作日数} \times \text{日工作班数}} \quad (1-3-52)$$

列车计算载重量 Q_n (t) :

$$Q_n = n_n q_n \quad (1-3-53)$$

列车班周转次数 (次/班) :

$$n = \frac{480 K_2}{T} \quad (1-3-54)$$

列车班生产能力 A (t) :

$$A = n Q_n \quad (1-3-55)$$

工作列车数 (列) :

$$N_1 = \frac{Q}{A} \quad (1-3-56)$$

机车台数:

$$N = N_1 + N_2 + N_3 \quad (1-3-57)$$

矿车数量:

$$W = N n_n (1 + \beta) \quad (1-3-58)$$

式中 K_1 ——运输不均衡系数;

n_n ——机车牵引的矿车数;

q_n ——矿车载重量;

480——每班工作时间, min;

K_2 ——时间利用系数;

N_2 ——检修机车台数;

$$N_2 = \alpha N_1$$

α ——机车检修系数;

N_3 ——杂作业机车台数; 视矿山规模、采区分布、总平面布置、杂作业工程运输量、通勤等情况而定, 一般为2~3台;

β ——矿车检修系数。

除生产矿车以外，露天矿还应配备一定数量的平板车、棚车、敞车、吊车、罐车以及通勤客车等，数量的选取可根据矿山规模不同而定，准轨铁路一般可参照表1-3-145选取。

矿山服务车辆

表 1-3-145

设备名称	规格	数量(辆)	备注
材料车	载重 30 t 平板车	按计算定，一般 2~6	配汽车运送钢材、木材、钎头等
材料车	载重 60 t 平板车 (凹型与平底型)	按计算定，一般 5~11	运送大型设备
炸药车	载重 30~50 t 棚车	1~2	运炸药、水泥
流动检修车	载重 30~50 t 棚车	1	
罐车(运水)	载重 50 t 罐车	1~2	视需要和供水情况定
材料车	载重 30~50 t 敞车	1~2	运煤、建筑材料
通勤车	简易客车	视需要定	
汽吊(内燃)	蒸汽或内燃起重 15 t	2~5	移道用，按移道量配给
汽吊(内燃)	蒸汽或内燃起重 45 t 或 60 t	1	事故处理用

主要技术经济指标参见表1-3-146至表1-3-150。

大孤山铁路运输主要技术经济指标

表 1-3-146

指标名称	年 度					
	1980	1981	1982	1983	1984	1985
1	2	3	4	5	6	7
铁路运输矿石量 (10 ⁴ t)	1712.0	328.8	323.0	306.2	339.3	380.1
铁路运输岩石量 (10 ⁴ t)	1712.0	1143.9	1117.8	1113.2	1068.1	1097.0
运矿平均距离 (km)	12.8	11.6	11.6	12.6	12.6	12.6
运岩平均距离 (km)	12.6	13.5	15.8	16.0	16.2	16.2
单台机车综合效率 (10 ⁴ t/a)	43.9	36.8	36.02	38.4	37.8	44.8
(10 ⁴ t·km/a)	531.0	482.0	533.0	570.0	587.1	707.2
150t机车综合效率 (10 ⁴ t/a)	54.6	59.0	60.9	69.1	57.7	61.3
100t机车综合效率 (10 ⁴ t/a)	43.2	45.6	44.7	31.5	20.2	56.5
工作机车台数 (台)	39	40	40	39	37	33
台年工作日(平均) (d/a)	187.7	180.2	176.9	172.6	176.4	205.2
机车年作业率 (%)	51.23	49.4	48.5	47.3	48.2	56.2
机车运矿每次周转时间 (min)	265	324	329	329	133.7	338
机车运岩每次周转时间 (min)	265	317	327	327	350	332
平均牵引车辆数 (辆)	7.81	8.3	8.6	9.03	9.7	9.7
运矿车辆数 (辆)	7.33	7.5	8.1	8.5	9.4	9.71
机车在册台数 (台)	46	46	45	42	40	41
完好率 (%)	71.9	91.3	—	95.2	97.5	95
矿石装载量 (t)	61.47	60.68	58.27	58.5	61.8	58.6

续表

指 标 名 称	年 度					
	1980	1981	1982	1983	1984	1985
1	2	3	4	5	6	7
岩石装载量 (t)	53.6	52.61	52.8	53.3	50.3	50.6
自翻车在册辆数 (辆)	330	328	—	325	325	324
完好率 (%)	85.5	—	—	94.5	100	95.7
铁路线总长度 (km)	—	91.14	101.14	95.85	109.4	100.3
固定线 (km)	—	59.14	59.14	58.46	63.9	64.6
移动线 (km)	—	32.0	42.0	37.39	45.5	35.7
铁路吨公里运输成本 (元)	—	0.067	0.061	0.061	0.052	0.048
铁路运输职工人数 (人)						118
矿山开拓运输方式	采用准轨铁路下盘折返移动坑线开拓运输					
装载设备形式	4 m ³ 、7.6 m ³ 、8 m ³ 、12 m ³ 挖掘机					

东鞍山铁矿铁路运输主要技术经济指标

表 1-3-147

指 标 名 称	年 度					
	1980	1981	1982	1983	1984	1985
1	2	3	4	5	6	7
铁路运输矿石量 (10 ⁴ t)	1684.4	1137.7	1607.8	1601.9	1641.6	1710.8
铁路运输岩石量 (10 ⁴ t)						
运矿岩平均距离 (km)	7.5	7	7	7	7	7
机车综合效率 (10 ⁴ t/a)	80.2	68.5	73.1	72.8	76.3	85.5
(10 ⁴ t·km/a)	601.5	479.5	511.7	509.6	534.1	598.5
150 t 机车综合效率 (10 ⁴ t/a)	80.6	76.4	93.6	88.1	95.3	105.7
100 t 机车综合效率 (10 ⁴ t/a)	98.5	70.4	80	87.8	92.8	95.9
80 t 机车综合效率 (10 ⁴ t/a)	76.2	64.9	63.1	60.7	60.8	69.2
工作机车台数 (台)	21	21	22	22	21.5	20
台年工作日(平均) (d/a)	263.5	259.5	251.5	250.7	255.5	272
机车年作业率 (%)	72.2	71.1	68.9	68.7	69.8	74.6
机车运矿每次周转时间 (min)	262	290	247	256	261	241
机车运岩每次周转时间 (min)	211	244	203	222	231	218
平均牵引车辆数 (辆)	8.88	8.75	8.72	8.8	8.8	8.8
运矿车辆数 (辆)	8.81	8.64	8.55	8.64	8.69	8.39
运岩车辆数 (平均) (辆)	8.89	8.81	8.79	8.88	8.88	9.06
机车在册台数 (台)	29	28	28	28	28	28
完好率 (%)	93.1	92.9	96.4	96.4	96.4	96.4
矿石装载量 (平均) (t)	62.38	64.94	65.97	65.82	65.18	65.18
岩石装载量 (平均) (t)	50.05	49.97	50.58	52.10	52.44	51.49
自翻车在册辆数 (辆)	230	220	231	213	213	213
完好率 (%)	85.6	86.9	86.8	88.7	89.7	91.5
铁路线总长度 (km)	85.3	81.5	81.4	81.98	86.7	86.7
固定线 (km)	55.6	54.8	53.5	58.78	50.6	50.7
移动线 (km)	29.7	26.6	27.9	28.2	36.1	36.1
铁路吨公里运输成本 (元)	—	—	—	0.070	0.069	0.066
铁路运输职工人数 (人)						677
矿山开拓运输方式	采用准轨铁路上盘固定折返外部环形两端进车运输系统					
装载设备型式	W—4 m ³ 挖 掘 机					

大冶铁矿铁路运输主要技术经济指标

表 1-3-148

指 标 名 称	年 度					
	1980	1981	1982	1983	1984	1985
铁路运输矿石量 (10 ⁴ t)	591.5	544.3	460.2	664.9	824.9	1052.5
运矿岩平均距离 (km)	5.1	4.2	4.2	5.1	5.8	6.2
机车综合效率 (10 ⁴ t/a)	66.72	60.48	51.16	41.55	54.98	64.17
(10 ⁴ t·km/a)	336.92	254.0	214.86	212.75	318.36	397.89
工作机车台数 (台)	9	9	9	16	15	16.4
台年工作日 (平均) (d/a)	286	304.7	315	297.5	318.6	328.5
机车年作业率 (%)	78.4	83.5	86.3	81.5	87.3	90
平均牵引车辆数 (辆)	8	8	8	8	8	8
机车在册台数 (台)	29	29	29	29	29	27
完好率 (%)	89	89.5	87.4	87.8	89.66	90.38
矿石装载量 (t)	59~65					
岩石装载量 (t)	55					
自翻车在册辆数 (辆)	173	173	173	173	173	164
完好率 (%)	84.9	86.9	86.3	85.7	86.9	90.6
铁路线总长度 (km)	52.16	64.51	50.67	51.42	60.96	64.01
固定线 (km)	42.62	54.17	39.17	37.74	45.20	44.73
移动线 (km)	9.54	10.34	11.50	13.68	15.70	19.28
铁路吨公里运输成本 (元)	0.063	0.085	0.083	0.054	0.051	0.06
铁路运输职工人数 (人)	1078					
矿山开拓运输方式	铁路汽车联合开拓运输					
装载设备型式	3~4 m ³ 挖掘机					

朱家包包铁矿铁路运输主要技术经济指标

表 1-3-149

指 标 名 称	年 度					
	1980	1981	1982	1983	1984	1985
铁路运输矿石量 (10 ⁴ t)	90.48	70.88	71.56	73.82	131.73	132.46
铁路运输岩石量 (10 ⁴ t)	637.93	547.15	557.51	696.81	733.24	685.97
运矿平均距离 (km)	6	6	6	6	6	5
运岩平均距离 (km)	9.5	9.5	9.5	9.5	9.5	9.5
150 t 电机车综合效率 (10 ⁴ t/a)	91.05	88.29	110.36	148.20	146.61	163.69
	919.46	794.60	993.21	1333.77	1319.46	1473.16
工作机车台数 (台)	8	7	5.7	5.2	5.9	5
台年工作日 (平均) (d/a)	298.5	296.4	319.5	334.0	318.8	286.4
机车年作业率 (%)	83.29	84.04	88.27	93.59	86.92	78.47
平均牵引车辆数 (辆)	12	12	12	12	12	12
机车在册台数 (台)	25	25	25	25	25	25
完好率 (%)	82.3	95.1	94.48	95.2	96.3	96.3
矿石装载量 (平均) (t)	60.37	59.62	49.7	59.95	60.1	60.02

续表

指 标 名 称	年 度					
	1980	1981	1982	1983	1984	1985
岩石装载量 (平均) (t)	43.5	47.0	46.5	47.4	45.4	46.2
自翻车在册辆数 (辆)	195	195	195	195	195	195
完好率 (%)	80	85	92	95	98.5	99
铁路线总长度 (km)	38.49	49.04	49.04	53	50.17	50.17
固定线 (km)	—	31.59	31.59	35.55	32.72	32.72
移动线 (km)	—	17.45	17.45	17.45	17.45	17.45
铁路运输成本	—	—	—	—	—	0.081
铁路运输职工人数 (人)	738	717	709	720	710	660
矿石开拓运输方式	铁路汽车联合开拓运输					
装载设备形式	WK-4.6m ³ 挖掘机					

乌龙泉石灰石矿铁路运输主要技术经济指标

表 1-3-150

指 标 名 称	年 度					
	1980	1981	1982	1983	1984	1985
1	2	3	4	5	6	7
铁路运输矿岩量 (10 ⁴ t)	212.7	207.4	228.2	252.3	265.6	277.3
运矿平均距离 (km)	2.76	2.60	2.78	2.66	2.34	2.72
运岩平均距离 (km)	2.05	2.05	2.05	2.05	2.05	2.05
20吨机车综合效率 (10 ⁴ t/a)	23.63	23.04	22.82	25.22	26.56	23.11
(10 ⁴ t·km/a)	65.29	59.90	63.37	66.99	62.22	62.74
工作机车台数 (台)	9	9	10	10	10	12
台年工作日 (平均) (d/a)	266.2	260.9	243.5	264.2	264.3	292.6
机车年作业率 (%)	82.94	75.14	83.39	83.61	81.75	80.74
平均牵引车辆数 (辆)	8	8	8	8	8	8
机车在册台数 (台)	16	16	16	16	16	16
完好率 (%)	100	93.75	93.75	100	87.5	100
矿石装载量 (t)				15		
岩石装载量 (t)				15		
1m ³ 自翻车在册辆数 (辆)	99	99	99	99	99	99
完好率 (%)	100	88.89	100	100	100	100
铁路线总长度 (km)	18	19.5	20	21.5	21.9	21.9
固定线 (km)	14	15.1	15.6	16.5	16.4	16.4
移动线 (km)	4	4.4	4.4	5.0	5.5	5.5
铁路吨公里运输成本 (元)	0.123	0.119	0.102	0.117	0.193	0.185
铁路运输职工人数 (人)						327
矿山开拓运输方式	单一窄轨铁路开拓运输					
装载设备型式	W-4m ³ 挖 掘 机					

3.3.2 准轨铁路开拓运输

露天矿准轨铁路开拓运输可分为山坡露天和深凹露天铁路开拓运输两类。

3.3.2.1 山坡露天矿准轨铁路开拓运输

1. 布置形式

山坡露天矿铁路干线的布置形式见表1-3-151。

2. 山坡露天矿铁路开拓运输设计应注意的问题

- (1) 山坡露天矿一般应沿山坡地形挖掘单壁堑沟。
- (2) 当阶段的工作挖掘机在2台或2台以上时,采场应尽量采用两侧进车的环形运输线路。
- (3) 尽量缩短会让站至挖掘机装车地点之间的列车入换距离,必要时可在采场内布置临时会让站。
- (4) 尽量减少铁路线的折返次数,以缩短会让时间。
- (5) 从会让站至采场的入车线路,一般允许有一定的坡度;进入采场后的线路,一般要求为平坡。但当布线条件困难时,允许在采场内的某一线段保留一定的坡度。
- (6) 各阶段回采末期线路的布置见图1-3-22 (a图为正常生产时线路布置图, b图为开采末期线路布置图)。当各阶段开采进入末期时,入车弯道逐渐缩小到允许的最小曲线半径之后,要重新开凿双壁堑沟,改用末期线路布置方式。如图1-3-22之b图,在120m阶段自A向B开双壁堑沟向开采工作面入车。

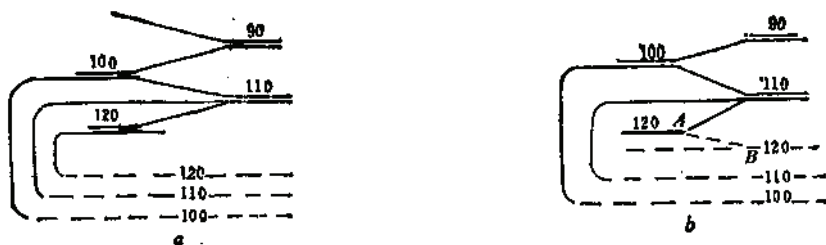


图 1-3-22 阶段回采末期线路布置

3. 部分山坡露天铁矿开拓运输实例及其技术参数

国内外山坡露天矿铁路开拓运输的技术特征见表1-3-152和表1-3-153。

3.3.2.2 深凹露天矿准轨铁路开拓运输

1. 固定干线开拓

山坡型露天矿铁路干线布置形式

表 1-3-151

布线形式	图 示	适用条件及特点
1. 单线折返双 侧交替进车		(1) 地形为孤立山峰; (2) 两侧地形有人车条件, 可以布置站场和干线; (3) 每个阶段挖掘机数量不得超过2台; (4) 采剥总量为300~700万t/a。 特点: 此方式的线路通过能力比单线折返单侧进车方式大, 但线路工程量较大
2. 单线折返单 侧进车		(1) 地形为孤立山峰; (2) 仅一侧地形有人车条件; (3) 工作面推进较单线折返双侧交替进车有利; (4) 每个阶段挖掘机数量以1台为宜, 如果使用2台, 则另1台效率要降低10~20%。 特点: 这种布线方式的生产能力略低于单线折返双侧进车方式, 当地形较缓时, 露天矿的上部、中部及下部可以同时掘沟, 互不影响
3. 单线折返环 行进车		(1) 地形为孤立山峰; (2) 每个阶段可布置多台挖掘机, 但一般以布置2台为宜; (3) 采场面积宽广, 一般为1.2~1.0 km²以上。 特点: 铁路干线通过能力比单线折返单侧进车方式大, 但工程量也有所增加
4. 端部折返一 侧进车 (一套折 返线)		(1) 矿区附近地形为单侧山坡; (2) 只有一侧地形有进车条件; (3) 每个阶段只适于布置1台挖掘机, 如果布置2台, 则另1台效率将显著降低。 特点: (1) 工作面推进条件较差, 列车入换条件差; (2) 此方式增加了总的运距, 增加了端部工程量, 但缩短了列车入换距离和入换时间。

续表

布线形式	图 示	适用条件及特点
5. 端部折返二侧进车 (二套折返线)		(1) 采场附近地形为单侧山坡; (2) 每个阶段可布置挖掘机 2 台以上; (3) 两端部地形有布置线路的条件。 特点: 工程量大, 一端线路发生故障时, 另一端线路仍可生产, 可以分散货流, 缩短运距, 线路总的通过能力大
6. 阶梯式折返线		(1) 要求采场尺寸 (长×宽) 有布线条件; (2) 各个阶段均可布置 2 台挖掘机; (3) 采场附近地形为一孤立山峰; (4) 需要减少折返次数和改善运行条件。 特点: 减少了折返次数, 工作面为两端进车, 各阶段均为环形运输

国内部分山坡露天矿铁路开拓运输的技术特征

表 1-3-152

项 目	朱家包包铁矿	海南铁矿	白云鄂博铁矿	歪头山铁矿	备 注
1. 山顶最高标高 (m)	1480	520	1722	335	
2. 铁路修筑最高标高 (m)	1390	400	1698	335	
3. 破碎站标高 (m)	1185	165	1600		
4. 阶段推进方向	下盘向上盘推进	上盘向下盘推进	上盘向下盘推进	下盘折返向上盘	
5. 干线铺设位置	下盘山坡	上盘	上盘	下盘	
6. 干线折返次数	3			5	
7. 阶段入车形式	单侧入车	单侧入车	单侧入车	单侧入车	
8. 铁路轨距 (mm)	1435	1435	1435	1435	
9. 限制坡度 (%)	30	30	30	20~30	
10. 运输设备:					
机车粘重 (t)	160, 80	150, 80	150, 80	100, 150	
矿车载重 (t)	100, 80	80	80	60	
11. 山头部分开拓运输方式	汽车	窄轨	汽车	准轨铁路	

1) 深凹露天矿铁路干线的布置形式

深凹露天矿准轨铁路开拓运输的铁路干线的主要布置形式见表1-3-154。

2) 深凹露天矿准轨铁路开拓运输设计应注意的问题

国外山坡露天矿铁路开拓的技术特征

表 1-3-153

项 目	美 国 ERIE 铁矿	美 国 MINTAC 铁矿	美 国 (BINGHAM) 铜 矿	委内瑞拉 ERROBLIRAR 铁 矿	苏 联 KOPILUYHO- BCKH: 露天铁矿
1. 设计规模 (10 ⁴ t/a)					
矿 岩	5200	12000	35.3万 t/d	3310	6200
矿 石	3200	5700	10.7万 t/d	1000	1600
2. 露天矿最终尺寸 (长×宽) (m)		11200×2300	4000×2400	6400×1200	2700×1900
3. 深 度 (m)		165	780		360
4. 运输设备:					
电机车	柴油电机车, (1800~2400)× 0.745kW, 17台	柴油电机车, (1200~1500)× 0.745kW, 27台	电机车(85~125t) 28台, 柴油电机车 (70~135t)30台, 蓄电池架线电机车 (85t) 4台	柴油电力机车 (2000×0.745 kW)	EL-10M牵引机 组 (300 t)
翻斗车	侧卸式翻斗车 280台	侧卸式翻斗车237 台 15~30%, 双线折返 两头进车 无线电遥控		侧卸式翻斗车 (100t)	45台, 翻斗车 (100t)

深凹露天矿铁路干线布设形式

表 1-3-154

布线形式	图 示	适用条件及特点
1. 单线折返双 侧交替进车		(1) 两端部有进车条件 (2) 每个阶段只适于布置1台挖掘机作业; (3) 年采剥总量不超过700万t, 否则须设双干线。 特点: 两端交替进车, 不能环形, 矿山生产能力不大
2. 单线折返单 侧进车		(1) 只一侧端部有进车条件; (2) 每个阶段只适于布置1台挖掘机作业。 特点: 端部装车, 挖掘机与电机车效率低

续表

布线形式	图 示	适用条件及特点
3. 单线折返环形进车		(1) 两侧端部有进车条件; (2) 每个阶段可布置 1~2 台挖掘机。 特点: 两侧环形, 生产能力比前两种大
4. 双线折返环形燕尾式站		(1) 运量超过 700 万 t/a 才用双线布置; (2) 各阶段可布置 2 台以上挖掘机; (3) 采场要长, 尺寸要大。 特点: (1) 站场可分别设计成燕尾式或套袖式站; (2) 环形运输可缩短运距
5. 双线直进式环形进车		(1) 要求采场要长, 尺寸要大, 采场长度在 2.6km 以上; (2) 采到总量要大; (3) 各阶段可布置 2 台以上挖掘机工作; 特点: (1) 线路通过能力大; (2) 各个水平能环形运输; (3) 露天矿边坡角度较缓, 工程量较大
6. 单线螺旋折返线		(1) 当单线折返式完不成运量时, 可过渡到螺旋式, 即只有采到总量大时才采用; (2) 采场尺寸较大, 近似圆形的深凹露天矿, 周帮的边坡稳固性较好时才采用; (3) 当采场开采深度很深时, 为改善线路运行条件, 可将折返线经二次改线, 形成螺旋线。 特点: (1) 当工作帮推进到最终边坡位置、并有可能形成铺设螺旋线条件时, 才能将折返线过渡到螺旋线运输 (即虚线过渡到实线系统)。

续表

布线形式	图 示	适用条件及特点
		其下部各水平仍然采用折返线运输; (2) 运量大, 开采年限长; (3) 可缩短列车运行周转时间, 提高线路通过能力; (4) 需要增加二次改线工程量

(1) 深凹露天矿铁路开拓运输应充分注意线路的固定性, 以加速矿石运输的运行速度, 提高运输线路的通过能力。

(2) 现代化的大型深凹露天矿分采分运不同种类的矿岩时, 应注意组织分散货流, 以简化各受料点的货流量分配, 减少运距。

(3) 大型深凹露天矿的铁路运输系统有条件时设两个运输出口, 以避免增加运距, 当一个运输出口临时中断作业时, 其货流可由另外一条运输出口运出。

(4) 要注意是否有条件使用外部堅沟的铁路开拓运输。设计外部堅沟的铁路开拓运输时, 必须考虑其基建工程量与矿、岩运营费之间的关系。

(5) 采用深堅沟的铁路开拓运输时, 应设法将堅沟设在端部。采用这种方式时, 通过在固定帮铺设固定的铁路线, 并布置通往工作帮诸水平的直进入车线, 能合理利用露天矿的长度。

(6) 当每个阶段工作的挖掘机数量达到两台或两台以上时, 采场内尽量采用两侧进车的环形运输线路。

(7) 尽量缩短会让站至挖掘机装车地点之间的列车入换距离, 必要时可在采场内布置临时会让站, 以解决本阶段的调车。

(8) 螺旋线运输: 螺旋线运输可改善行车条件, 提高线路通过能力。由于受螺旋线铺设条件的限制, 一般前期必须使用折返线运输, 后期当工作帮上都已经形成最终边坡, 并有可能形成铺设螺旋线的条件时才能改为螺旋线运输, 而下部各阶段仍需采用折返线运输(如图1-3-23)。因此, 采用螺旋运输时, 非工作帮的边坡需按铺设折返线的条件设计。螺旋线需二次改线(指单线螺旋), 只有运输量很大、采场很深时才考虑使用。

2. 移动干线开拓

1) 移动干线坡度的确定

铁路干线坡度宜采用陡坡, 因为陡坡可减少三角工作面长度和工程量, 简化生产组织并改善经济效果。

2) 移动干线的布设形式

铁路移动干线铺设在采场的工作帮上, 在矿山生产过程中, 运输干线随工作帮的推进而定期移设, 并陆续向固定边帮靠拢, 最后变为固定干线而结束其移动。移动干线靠帮以后的布设形式与固定干线开拓形式相同。

移动坑线布设形式参见图1-3-24。

3. 露天矿准轨铁路开拓运输的实例及技术特征

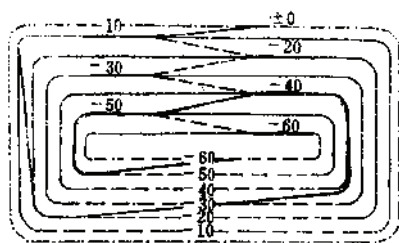


图 1-3-23 上部水平改用螺旋坑线 (设计资料)

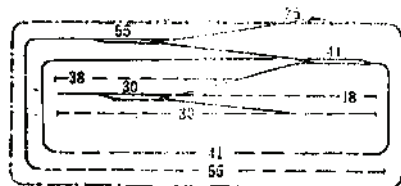


图 1-3-24 移动干线系统 (设计资料)

表1-3-155是国内部分深凹露天矿准轨铁路开拓运输的技术特征。表1-3-156是国外部分深凹露天矿准轨铁路开拓运输的技术特征。

国内部分准轨铁路开拓运输的深凹露天矿的技术特征

表 1-3-155

项 目	大孤山铁矿	东鞍山铁矿	眼前山铁矿	六冶铁矿
1. 干线布设方式	下盘移动干线	下盘固定干线	螺旋干线	下盘固定干线
2. 干线数量	双线	双 线	双 线	双 线
3. 干线坡度	25	21~18	30	32
4. 露天采场设计深度(m)	489	133 (封闭圈以下)	93	120
5. 铁路设计铺设深度(m)	141	133	144	120
6. 实际已开采深度(m)	117	未进入深部	108	120
7. 阶段人车形式	双线折返环形套袖	双线折返环形套袖	折返坑线	双线单侧进车
8. 运输设备				
机车粘重(t)	150、100、80	150、100、80	150、100、80	150、80
矿车载重量(t)	60	60	60	50
9. 深部设计采用的开拓方式	铁路—(汽车)—斜井皮带 即将进入联合运输	铁路到底	深部汽车—铁路	深部铁路—汽车

国外部分深凹露天矿铁路开采运输的技术特征

表 1-3-156

项 目	苏联南部采选公司 露 天 矿	苏联索科洛夫萨尔拜 露 天 矿	美国莫伦亚西铜矿
1. 设计规模			
矿 岩 (10 ⁴ t/a)	19000	12200	15.3320 t/d
矿 石 (10 ⁴ t/a)	3200	2000	6.3840 t/d
2. 干线布设方式		下盘固定干线	
3. 干线数量		双线	
4. 干线坡度(%)	30	38~40	
5. 露天采场设计深度(m)		643	
6. 铁路设计铺设深度(m)	223	373	
7. 实际已开采深度(m)		373	
8. 阶段人车形式		双线折返立交螺旋	
9. 运输设备			
机 车	ПЭ-2(368t) EL-1(150t) 57台	ПЭ-2 M 18—40台	机车, (1200~2000) × 0.745kW, 24台
矿 车	T3-4		矿车(80t) 300台
10. 深部采用的开拓运输方式		铁路—汽车	

图1-3-25~1-3-29是国内部分山坡露天矿准轨铁路开拓运输系统图；图1-3-30是苏联科尔舒诺夫（Коршуновский）矿上部准轨铁路开拓运输系统图。

图1-3-31~1-3-36是国内部分深凹露天矿准轨铁路开拓运输系统图；图1-3-37、1-3-38是国外两个深凹露天矿准轨铁路开拓运输系统图。

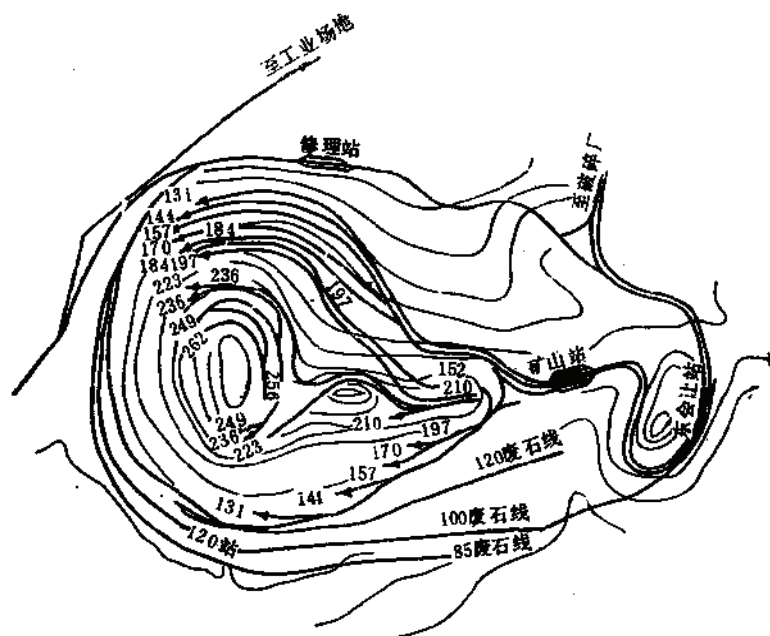


图 1-3-25 东鞍山铁矿上部铁路开拓运输系统示意图

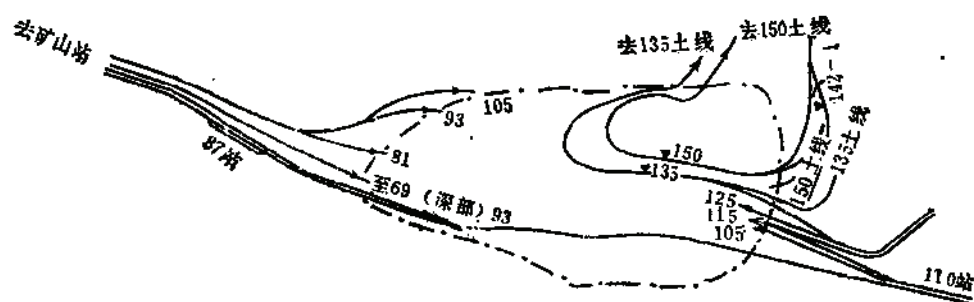


图 1-3-26 眼前山铁矿上部铁路开拓运输系统示意图

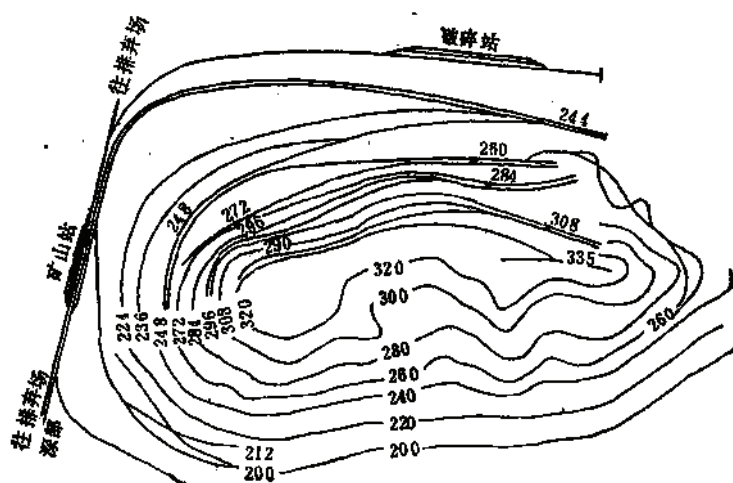


图 1-3-27 歪头山铁矿上部铁路开拓运输系统示意图

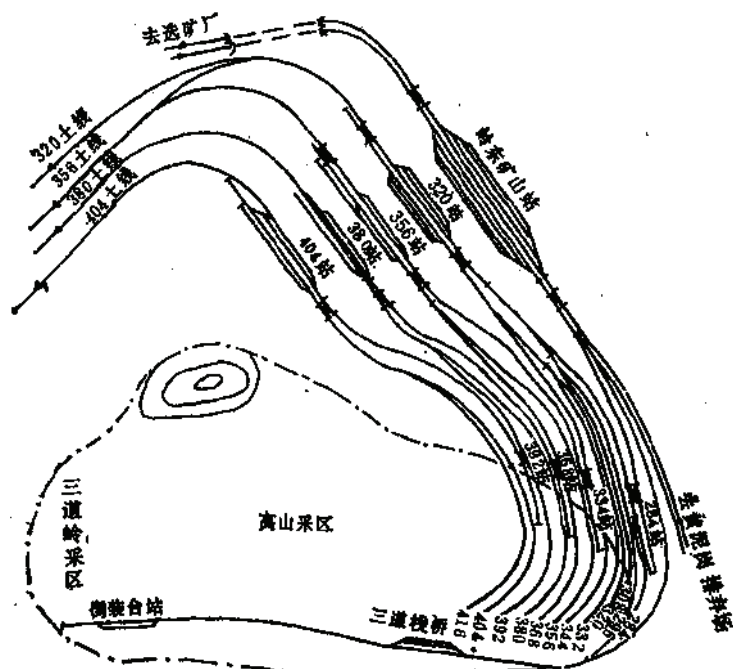


图 1-3-28 弓长岭高山采区铁路开拓运输系统示意图

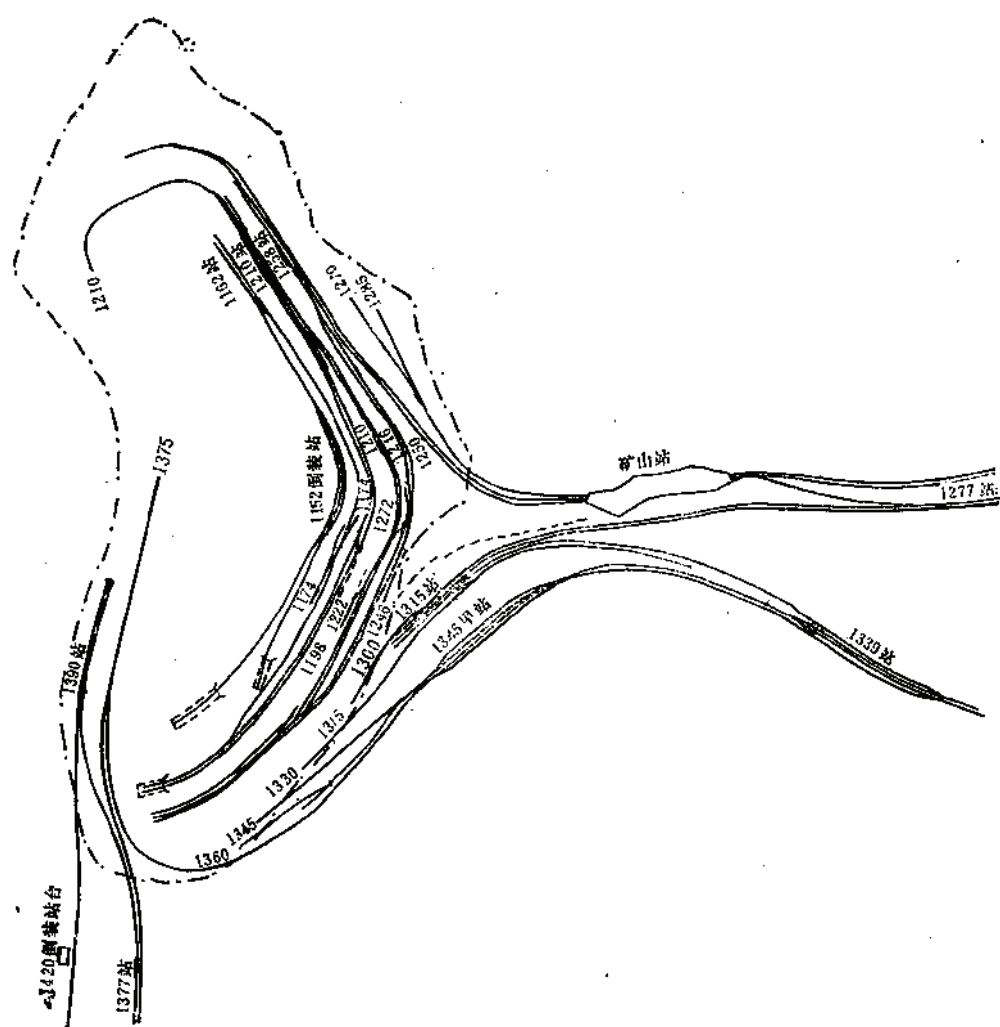


图 1-3-31 朱家包包铁矿开拓运输系统示意图

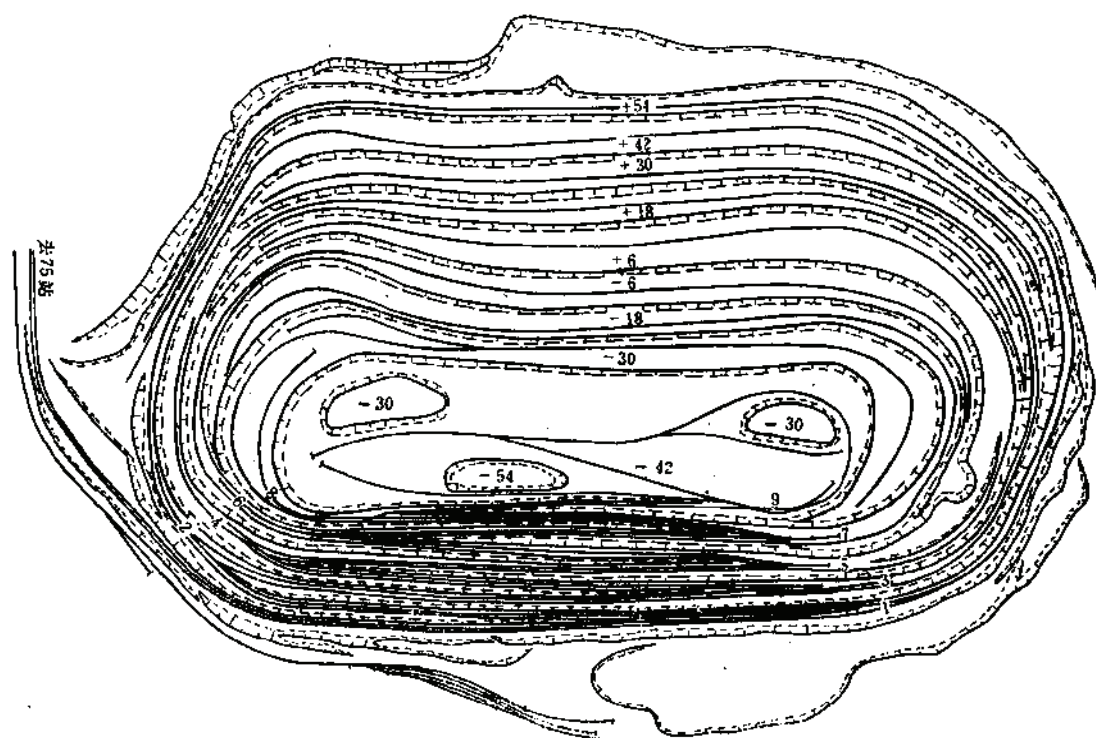


图 1-3-32 大孤山铁矿深部铁路开拓运输系统示意图

1—+54站；2—+42站；3—+36站；4—+18站；5—+6m站；6—-6m站；7—-18站；8—-36站；
9—-42站

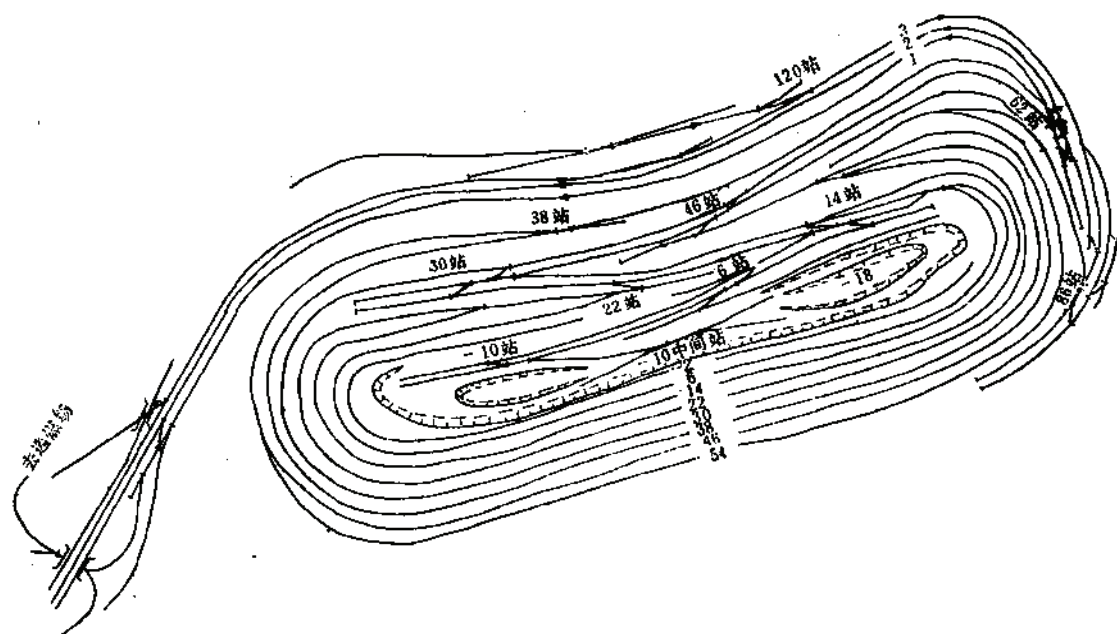


图 1-3-33 海州露天矿铁路开拓运输系统示意图

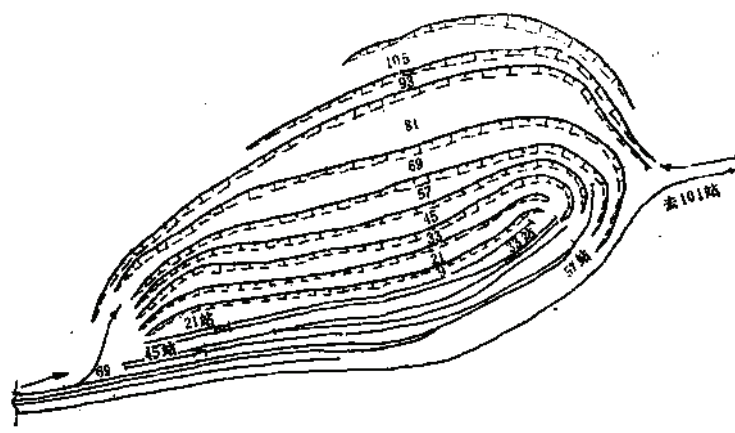


图 1-3-34 眼前山铁矿深部开拓运输系统示意图

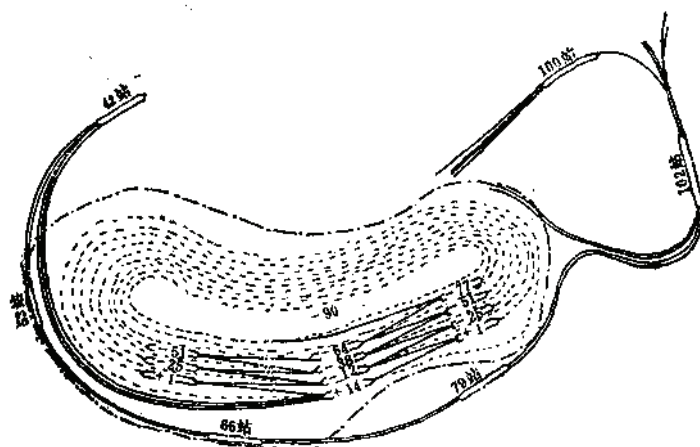


图 1-3-35 东鞍山铁矿深部开拓运输系统示意图

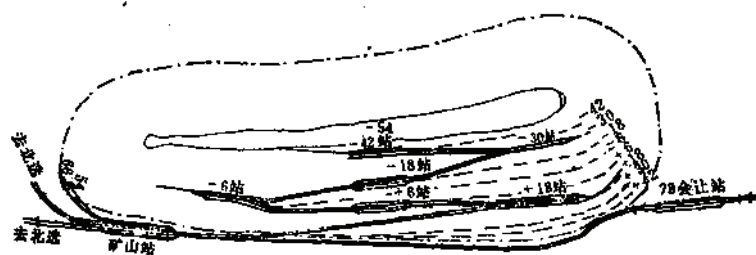


图 1-3-36 齐大山铁矿开拓运输系统示意图

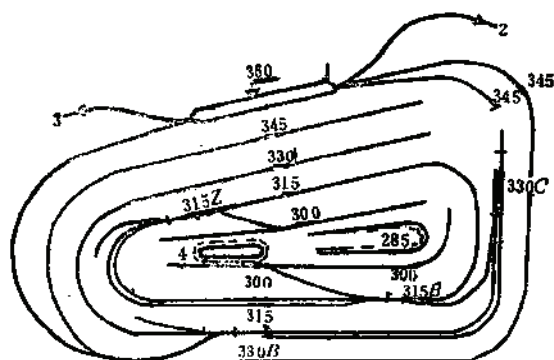


图 1-3-37 苏联科尔舒诺夫 (Коршуновский) 采选公司露天矿深部开拓运输系统示意图

1—深部矿山站；2—去选矿厂；3—去排弃场；4—采场内转载站

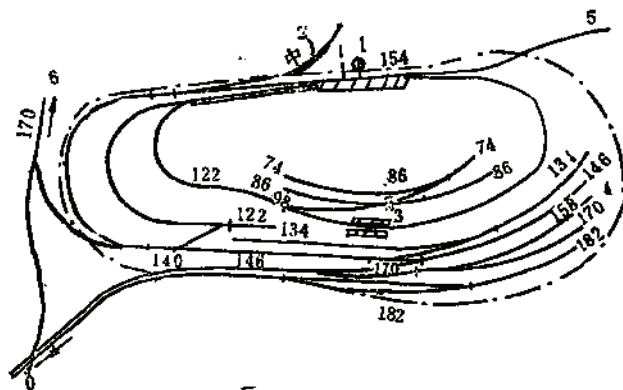


图 1-3-38 苏联奥列涅戈尔 (Оленегорский) 露天矿铁路开拓运输系统示意图
1—154m站；2—西会让站；3—露天采场内转载站；4—露天开采终了境界线；5—去选厂；6—通向排弃场

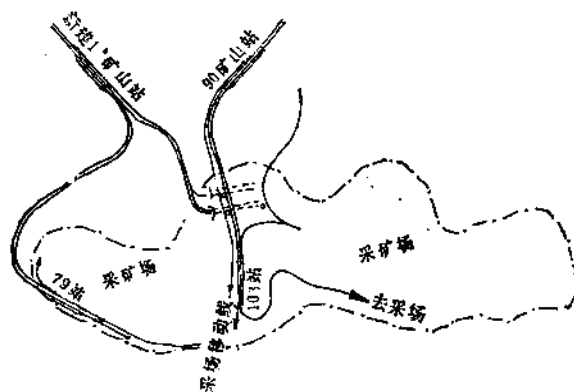


图 1-3-39 乌龙泉石灰石矿窄轨铁路开拓运输系统示意图

3.3.3 窄轨铁路开拓运输

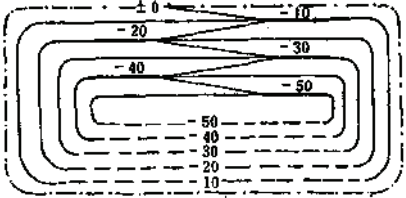
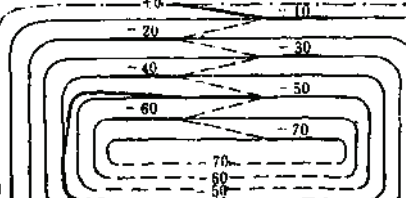
露天矿窄轨铁路开拓运输在部分矿山中尚有使用。

3.3.3.1 窄轨铁路开拓运输干线布设形式

干线布设形式见表1-3-157。

窄轨铁路开拓运输干线布设形式

表 1-3-157

布线形式	图 示	适用条件及特点
1. 单线折返环 形进车	 单线折返环形布置	1. 两侧端部有进车条件; 2. 采剥总量在300~620万t/a (上限为双线, 下限为单线); 3. 每个阶段可布置2台挖掘机 特点: 双侧进车、环行, 循环时间较短
2. 折返—螺旋 式进车	 (螺旋式布置 (先折返后螺旋))	1. 当折返式进车完不成任务时采用; 2. 采场周边边坡稳定性较好; 3. 为改善运输条件, 缩短运输循环时间时采用; 4. 开采年限长 特点: 运量大 (尤其是双线)

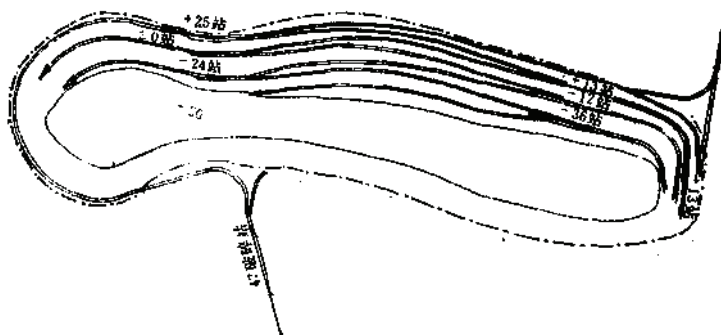


图 1-3-40 甘井子石灰石矿窄轨铁路开拓运输系统示意图

3.3.3.2 窄轨铁路开拓运输矿山实例

表1-3-158是国内两个露天石灰石矿窄轨铁路开拓运输的技术特征,图1-3-138和1-3-139分别是乌龙泉石灰石矿和甘井子石灰石矿窄轨铁路开拓运输系统图。

窄轨铁路开拓运输的露天矿的技术特征

表 1-3-158

项 目	鞍钢甘井子石灰石矿	武钢乌龙泉石灰石矿
1. 设计规模 (10^4 t/a)		
矿 岩	620	520
矿 石	500	390
2. 干线铺设方式	下盘固定折返线	下盘固定折返线
3. 干线数量	双线	双线
4. 干线坡度 (%)	12	20~25
5. 露天采场设计深度 (m)	75	72
6. 铁路设计铺设深度 (m)	75	72
7. 实际已开采深度 (m)	25	48
8. 阶段入车形式	双线折返环形进车	双线折返单侧进车
9. 运输设备		
机车粘重 (t)	380×0.745kW 内燃机车	20 t
矿车载重量 (t)	20 t	20 t
10. 深部设计采用的开拓方式	窄轨, 914 mm	窄轨, 900 mm

3.4 公路-准轨铁路联合开拓运输

公路开拓的优点是灵活机动, 开采强度大 (与机车配挖掘机相比), 汽车配挖掘机装运矿岩效率可提高20~30%, 尤其是向下开沟, 公路开拓可以加快掘沟速度。但公路矿岩运量小、成本高。而准轨铁路的运输费低廉, 运量大, 但受采场尺寸、开采深度或高度以及地形条件所限制。因此, 采用公路与铁路联合开拓方式可集中各自的优点, 充分发挥各自的特点, 使露天矿的开拓运输更为完善。

公路、铁路联合开拓方式多用于矿岩中硬以上的大中型露天矿, 即用公路开拓新水平层 (倾斜沟和开段沟的掘进) 和扩帮, 为准轨铁路运输创造条件。有时, 公路开拓用于铁路运输的曲线推进工作面。这部分工作面, 因铁路线路布置难度大, 用汽车就显得机动灵活。

公路、铁路联合开拓方式, 对均衡露天矿的生产剥采比有一定的作用。

3.4.1 布置形式

1. 移动坑线联合开拓

在采场内用移动公路和移动准轨铁路坑线开拓, 一般是上部用准轨折返移动铁路线, 深部用螺旋折返公路线 (参看图1-3-41, 图1-3-42)。

用移动坑线的目的是为了减少露天矿的基建工程量和均衡生产剥采比。

2. 固定坑线联合开拓

露天采场上部及深部用公路、中部用铁路的联合开拓, 如地形允许, 可将公路固定于

苏联一些地表平缓的大型深凹露天矿,采用公路、铁路联合开拓时,常用开凿外部堅沟的方式来实现。这种外部出车堅沟多数是布置铁路干线,也有同时布置公路、铁路干线的。苏联一些露天矿外部出车沟的特征列于表1-3-159。

苏联一些露天矿外部出车沟特征

表 1-3-159

露天矿名称	堅沟及其用途	沟底线路数(条)	年运量(10 ⁴ t)	采场外部最大深度(m)	坡度%	采场外部分的工程量(10 ⁴ m ³)	布置方式
1	2	3	4	5	6	7	8
Лебединский 列别金	主运矿出车沟	6	4500	20	35	1500	沿境界
Михайловский 米哈依洛夫	主运矿出车沟	6	5000	15	37	30	中央
北部采选公司“五一”矿 Первомайский (Северный Гек)	南堅沟运矿岩	5	4000	60	30	600	侧翼
	北堅沟运岩	4	3200	50	30	450	侧翼
Соколовский 索科洛夫	西南堅沟运矿	2	1500	50	40	350	侧翼
	东北堅沟运岩	3	3000	25	40	120	侧翼
萨 尔 拜 Сарбайский	东南堅沟运矿岩	6	6000	60	40	120**	中央
	北堅沟(辅助的), 运松散剥离物	4	4500	15	40	30	侧翼
卡 恰 尔* Костомукшский	西堅沟,用于北区开拓	3	3500	58	57	500	侧翼
	东堅沟(主堅沟), 用于松散岩层开拓	4	5000	124	57	300.3	侧翼

* 在建设和生产中,由于滑坡和沟内布置汽车公路,掘沟量增至1500万m³。

3.4.2 设计注意事项

(1) 外部堅沟开拓在公路、铁路联合开拓以及单独用铁路开拓运输的露天矿中,得到广泛的应用。外部堅沟布置得越深、越宽,所服务的深部阶段水平就越多。在此情况下,有更多的阶段水平层可布置铁路直进式入车线,从而可提高铁路线路的运输能力,并降低运费。但是,随着外部堅沟加深、加宽,将增加露天矿的基建工程量,延长基建时间。因此,要合理确定外部堅沟的参数,使每吨矿岩的基建费与运输费的总费用为最低。设计中应合理确定外部堅沟的数目、用途,开沟位置以及堅沟深度。

(2) 对适于采用公路、铁路联合开拓的山坡露天矿,设计中应着重确定中部采用准轨铁路的阶段水平标高,即使用准轨铁路线路的范围。主要根据铁路线路铺设及设置站场的技术要求进行布线,在有条件的阶段应尽量采用铁路运输。另一方面,还应注意在采场内、外设置转载站的可能性,以解决矿岩的转载问题。

(3) 由于采用公路和铁路两种型式,设计中要注意避免线路布置上的相互干扰,虽然立体交叉在所难免,但应尽量避免并采取相应措施(设桥)。在使用准轨运输水平层的端部及铁路曲线推进工作面推荐使用汽车运输(这部分工作面铁路机车装载有困难)。在同一水平层同时采用公路和铁路两种运输方式时,其进车方向要分开。避免相互干扰(参见

图1-3-43)。

3.4.3 公路-铁路联合开拓实例

3.4.3.1 朱家包包铁矿东采场汽车-铁路联合开拓

朱家包包铁矿设计规模为年产原矿700万t,开采初期东采场矿石年产量为全矿的80%,约为560万t/a。矿山站标高1267m,以上为山坡露天,以下为深凹露天部分。

上部开拓系统以铁路运输为主,公路运输为辅。采用铁路运输的开采水平,其矿岩均由铁路线路分别运往破碎站和铁路排弃场;采用公路运输的水平,其采剥矿岩量需在采场内转载,分别于狮子山、东山头及南山头设置露天转载站,用挖掘机进行二次装车,矿岩经由铁路列车分别运往破碎站和排弃场。

深凹露天标高1258~1162m用下盘固定双线折返式准轨铁路运输,标高1150~1030m用汽车-箕斗联合开拓运输。

设计用8m³挖掘机,150t电机车,100t自翻车和T-20汽车等大型采、装、运设备。

该矿铁路运输在采场西端长期出现多阶段水平的曲线工作面,曲线推进缓慢,使新水平准备困难,生产剥采比上升,采场工作帮坡角由13°降为4°~5°,加上8m³挖掘机缺货而改用4m³挖掘机,使矿山只能完成年产矿石量450万t,达不到原设计产量。

为保证原设计规模及充分利用已建成铁路,对该矿开拓运输系统进行了调整。在1258~1162m标高,在同一水平内同时使用公路、铁路开拓方式,解决了产量下降问题。深部1150~1030m由于采场宽度狭窄,全部改用公路开拓运输,并在1150米水平设转载站,由铁路将矿石运出采场。

1. 铁路干线布置

从矿山站引出一对沿下盘固定边帮进入深部的铁路干线(纵坡为30%),分别在标高1258m和1234m等地段设之字形折返站。

2. 公路线路布置

沿矿山站西侧下盘固定边帮布设双车道公路干线(路基宽21m,坡度 $i=8\%$)进入深部。标高1162m以上深凹露天用公路运出的矿岩在采场附近转载站和地面转载矿仓转入准轨铁路列车外运。

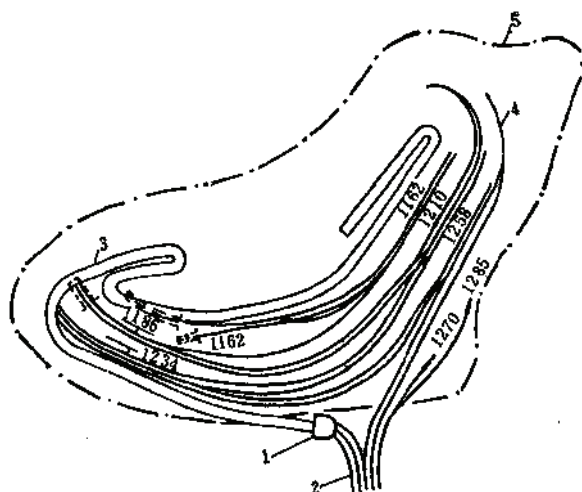


图 1-3-43 朱家包包铁矿同一水平铁、公路联合开拓系统示意图(生产资料)

1—地面转载矿仓; 2—矿山站; 3—采场内公路; 4—铁路; 5—开采境界线

3.4.3.2 武钢大冶铁矿东露天采场

该矿为山坡露天矿，原矿规模290万t/a，矿岩1050万t/a，于1955年8月~1958年7月进行建设，1958年3季度投产，基建时间约4年。

原设计的露天采场上口尺寸：长×宽2200×450m，露天采场封闭圈标高+72m，以下为深凹露天，深70~170m，露天底标高-96m，露天采场最高标高+192m，原设计的露天采场矿石5841.3万t，岩土1946.8万t，平均剥采比2.3t/t。

原设计的开拓系统：用公路、铁路联合开拓。标高±0m以上用准轨铁路机车，±0m以下用汽车公路。矿山在生产中，为加快顶部剥岩，顶部山头改用了公路运输。

该矿历年产量约200万t，其中1973年矿石产量达471万t/a，矿岩量1573万t/a，超过原设计矿岩量。

截止1979年底，原设计露天采场只剩下矿石1366万t，平均剥采比1.14t/t，如不进行扩建并延深露天境界，则矿石年产量将逐渐下降。

1980年进行的扩建设计，将露天底由-96m延深至-168m，扩建后露天采场上口尺寸：长×宽2250m×1000m，扩建后采场内矿石量1546.39万t，岩土10469.08万t，计12015.47万t，平均剥采比6.77t/t，仍采用公路、铁路联合开拓运输。采场上部和深部用公路开拓，中部用铁路开拓（见图1-3-44）。

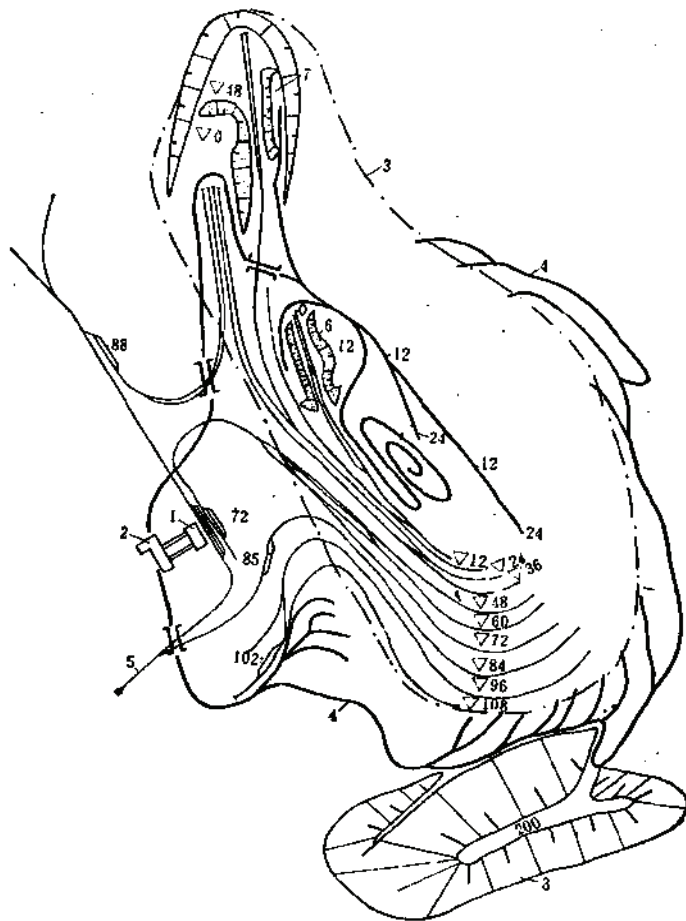


图 1-3-44 大冶东露天采场公路、铁路联合开拓系统示意图（设计资料）

1—选厂粗碎，2—选厂中碎，3—露天开采终了境界，4—公路，5—铁路，6—0m水平废石转载站，7—+48m水平矿石转载站，8—南部排弃场

具体布置如下:

(1) 采场上部即标高120m~276m各水平,用公路干线以树枝式和折返式单侧进线(干线在采场东南侧采场外)。配备32t自卸汽车和4m³挖掘机等设备。

(2) 采场中部即标高108~36m各水平,用准轨铁路运输,干线铺设于下盘固定边帮,为折返固定坑线开拓,利用该矿使用多年的铁路干线。总出入口设于标高+72m处,位于露天采场中部的狮子山南帮,以纵坡35% (限制坡度) 铁路干线经由矿山站至总出入口向下、向上延伸至各水平。

(3) 采场深部即标高72m以下为深凹露天矿。深凹露天的浅部(标高72~36m)仍用铁路开拓。标高24~168m用折返、螺旋公路坑线开拓。

公路干线的总出入口在狮子山南帮,标高79m。从沟口起,以8%的纵坡向下沿南帮向西延伸,至象鼻山端部,再回返180°向东进入采场北帮,一直延伸至尖山区-36m。以下改为螺旋坑线,延至露天底-168m标高。由于露天矿的南帮已铺设了固定铁路干线,因此,公路干线只能布置在北帮。

该矿使用公路、铁路联合开拓,公路运输主要用于:上部水平(108m以上)扩帮剥岩;下部强沟及采矿;铁路工作水平端部曲线工作面。

其他有条件使用铁路运输的水平,尽量采用铁路运输。历年公路、铁路运输量的比例约各占50%,1985年全年采剥总量计划为1450万t,其中汽车运输量为750万t。

为减少汽车运距,分别于地表和露天采场内+48m和±0m设露天堆矿转载站,分别配备4m³挖掘机进行二次倒装,将矿(岩)装入铁路列车运往选矿厂和剥离物排弃场。

3.4.3.3 海南铁矿

海南铁矿北-主矿体是山坡露天矿,设计规模经历了多次变动,1972年第三次扩建设计规模定为460万t/a,用公路、铁路联合开拓。

采场上部(标高400m以上)用平硐溜槽和762mm窄轨铁路开拓运输。中部(标高400~215m水平)用铁路开拓(局部用汽车公路),深部(标高240m水平以下)用汽车公路运输。

铁路运输用固定折返式,由位于采场东南方向的矿山站引出折返线上山,开拓标高为400~215m的各水平。

铁路干线全长约12km,分设375、352、313、281、276、250(中央矿山站)及215m等折返站和主要车站。用80~100t电机车牵引60t自卸翻斗车(每列8辆)将矿石运往破碎厂,剥离物运往剥离物排弃场。

标高240m以下于采场西北侧布置一条公路干线(用折返式和树枝式)进行开拓运输。采场外设矿、岩转载站,由4m³挖掘机二次装车将矿岩装入铁路列车运往破碎站和剥离物排弃场。

该矿开拓系统示意图见图1-3-45。

3.4.3.4 苏联萨尔拜露天矿

该矿年产矿岩量11400万t,矿石量约2000万t。露天矿全深650m,划分浅部露天(300m)和深部露天。采场浅部用汽车公路、铁路联合开拓运输。

露天采场用两条外部堑沟开拓,即东南堑沟(主沟)和北堑沟(辅助沟)。堑沟坡度40%。北堑沟与东帮(固定帮)和西帮(工作帮)的采场内坑线相连接,开拓上部5~6个由松散岩层组成的工作水平,堑沟底部铺设4股铁路线。

东南堑沟用来开拓约300m深的浅部露天,运输矿石和剥离物。东南堑沟沟底铺设6股铁路线,各分三股与东帮和南帮采场内坑线相连接。

列车沿螺旋-折返线路运行,在地表(标高约200m),两个外部堑沟的铁路线皆与“萨尔拜”铁路站连接,从该站运出矿岩分别被送往选厂贮矿仓和东部排弃场。

螺旋-折返汽车坑线的总出口设在东南堑沟内,并沿东帮、南帮和西帮布置延伸至下部,向各水平工作面进行辅助性运输(见图1-3-46)。

经过四年基建,该矿于1960年12月投产,基建期间,主要用汽车公路从东南主堑沟运出各水平矿石



图 1-3-45 海南铁矿开拓系统平面布置示意图 (设计资料)

1—矿山276站；2—250中央站；3—281站；4—317站；5—304会让站；6—335会让站；7—355会让站；8—粗破碎站；9—去第六排弃场；10—公路；11—露天开采终了境界线；12—爆破危险界线；13—375站；14—156站

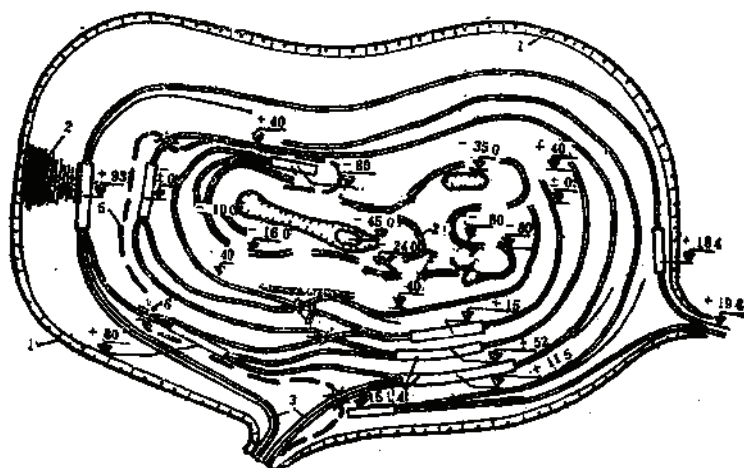


图 1-3-46 萨尔拜露天矿汽车、铁路联合开拓示意图 (设计资料)

1—露天开采境界；2—阶段边坡最终位置；3—铁路线；4—采场内铁路会让站；5—汽车公路；6—铁路线路与公路立交点

和剥离物, 仅少量松散废石从北窑沟的铁路线运出。投产后, 随着露天矿开拓系统尤其是铁路干线的形成和发展, 铁路运量不断增加, 而汽车运量逐渐减少。

1971年和1975年公路、铁路运输量及比例等指标见表1-3-160。

萨尔拜露天矿1971、1975年开采指标

表 1-3-160

指 标 项 目	1971 年	1975 年
矿岩运输量 (万 t)	10020	11070
矿石产量 (万 t)	1790	1980
铁路运输矿岩量 (万 t)	8700	10910
铁路运输占百分比 (%)	87	99
汽车运量占百分比 (%)	13	1
采场内铁路线路总长度 (km)	66.4	76
固定线占总线路的百分比 (%)	17.3	43.7
与铁路运输配套的挖掘机生产能力:		
9KT-8挖掘机装松散剥离物时 (万 m ³)	185	264.8
9KT-8挖掘机装硬岩时 (万 m ³)	77	96.4
机车日生产能力 (t/a)	897.4	8528

3.5 公路 (或铁路)-斜坡提升联合开拓运输

斜坡提升方式可分为斜坡矿车组提升和斜坡箕斗提升两种类型。

我国的中小型露天矿, 广泛采用斜坡矿车组提升, 即窄轨铁路-斜坡矿车组提升联合开拓方式。如黑旺铁矿、攀钢二滩粘土矿、湘东铁矿、屯秋铁矿等。

采用公路 (或铁路)-斜坡箕斗提升联合开拓方式的大型铁矿有山西峨口和广东大宝山铁矿, 以及中型辅助原料矿山, 如广西水泥厂、湘乡水泥厂、昆明水泥厂和永登水泥厂所属的石灰石露天矿等。

3.5.1 窄轨铁路-斜坡矿车组-窄轨铁路联合开拓

3.5.1.1 斜坡道位置的选择

山坡露天矿的斜坡道多布置在露天采场爆破危险区以外的采场端部, 并选择地形及工程地质条件有利的地段, 斜坡提升机房尽可能布置在高于采场最高开采标高, 使斜坡道能为各开采水平层服务 (参见图1-3-47)。

深凹露天矿一般在采场非工作帮分散布置斜坡道 (参见图1-3-48, 图1-3-49)。

3.5.1.2 斜坡矿车组提升方式和提升量

斜坡矿车组提升有单钩提升和双钩提升两种。当需要多水平同时工作时, 宜用单钩提升或用单容器带平衡锤, 其提升量一般在15万t/a以下。

当单一水平工作时, 宜用双钩提升, 其提升量一般在30万t/a以下。

提升斜坡道的倾角一般在7°~25°范围内选取。应根据地形, 尽可能采用 (或接近) 同一倾角。

3.5.1.3 斜坡矿车组提升的矿车数量和车型选取

斜坡矿车组提升通常采用容积为0.5~1.2m³的翻斗式矿车, 也有个别矿山采用大容积

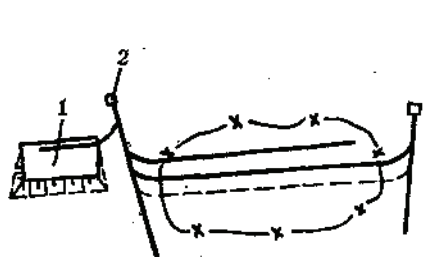


图 1-3-47 上部开拓提升机
两侧布置示意图 (设计资料)
1—排弃场; 2—提升机房

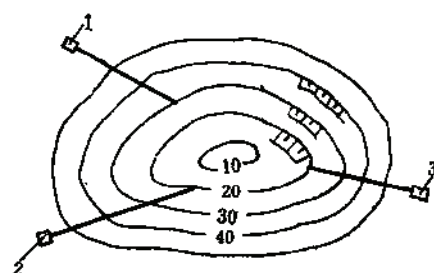


图 1-3-48 黑石岭铁矿深部开拓提升
系统示意图 (设计资料)
1、2— $\phi 800$ 提升机; 3— $\phi 1100$ 提升机

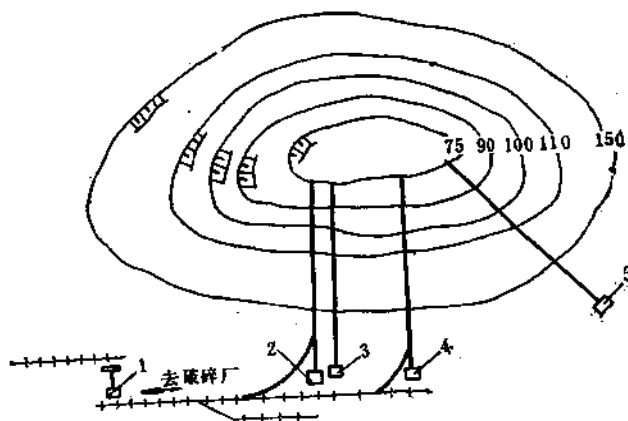


图 1-3-49 黑旺铁矿深部开拓提升系统示意图 (生产资料)
1—破碎厂; 2—北大卷扬机; 3—人员提升卷扬机; 4—南大卷扬机; 5—度石卷扬机

矿车, 如黑旺铁矿、水曲柳粘土矿等。一次提升的串车数量应根据计算确定, 但一般矿车容积小于 0.55m^3 时, 不宜超过15辆; 当矿车容积大于 0.55m^3 时, 不宜超过10辆。

斜坡道轨型选取参见表1-3-161。斜坡道轨型一般要比水平道的轨型提高一级。

斜坡道轨型

表 1-3-161

矿 车 容 积 (m^3)	轨 型 (kg/m)
<0.75	15~18
≥ 1.2	18~24

3.5.1.4 斜坡矿车组提升的车场

斜坡矿车组提升的车场有平车场和甩车场两种。

1. 平车场及其布置

选用平车场的一般条件是: 上部出车水平要有长50~70m较平缓的地形。

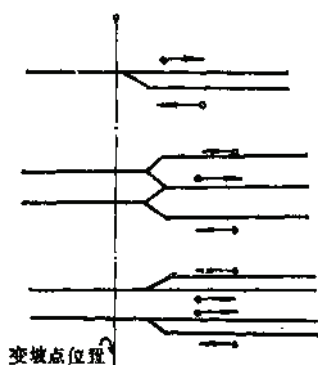


图 1-3-50 平车场布置型式 (设计资料)

平车场的特点：休止时间短，土石方工程量少；车场内需设准车机、阻车器等；跑车率高于甩车场。

双钩提升应尽量采用平车场，以免设置压绳道岔（双钩提升如用甩车场则需设压绳道岔），加剧钢丝绳磨损。

上部平车场线路的布置一般有2~4股道（见图1-3-49），最常用的有2~3股道。图1-3-50是王村铝土矿平车场示意图。

2. 甩车场及其布置

上部出车水平为斜坡地形时，常选用甩车场。

甩车场一般只适用于单钩提升系统，双钩提升很少采用（因双钩提升同一方向甩车会出现压绳问题）。

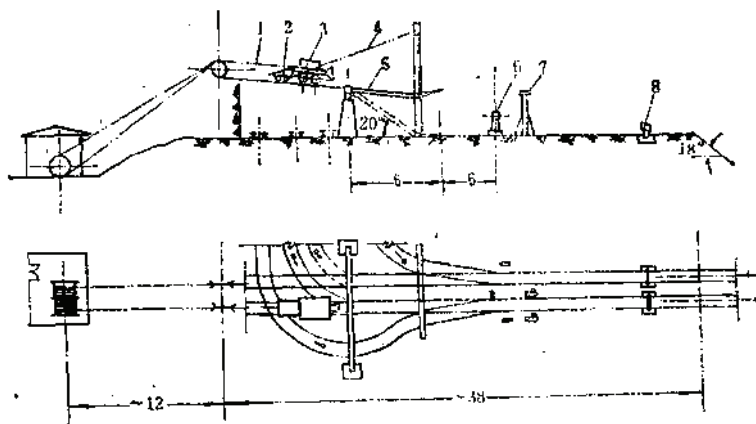


图 1-3-51 王村铝土矿平车场示意图 (生产资料)

1—提升钢丝绳；2—配重车；3—挂钩引车；4—配重拉绳；5—扳杆；6—扳道压轮；7—开钩器；8—阻车器

甩车场设计提升角一般为 $10^{\circ} \sim 15^{\circ}$ 。通常，主要提升系统的提升角不超过 10° ，辅助提升系统的提升角不超过 15° 。

甩车道道岔型号选取见表1-3-162。

甩车道道岔型号

表 1-3-162

矿车容积 (m^3)	第一道岔	第二道岔
0.75~1.2	6~5号	5~4号
0.75以下	5~4号	4~3号

按表1-3-162选出道岔时，当倾角大时取小值，倾角小时取大值。采用 $3.5m^3$ 矿车的矿山其甩车道及斜坡道的道岔均采用8号。

3. 实例

表 1-3-163

部分矿车组提升主要技术参数

矿山名称	斜坡道		提升方式	提升量 (10 ⁴ t/a)			车场型式	矿 车		钢丝绳		功 率 (kW)	主要特点
	斜 长 (m)	倾 角 (°)		矿石	废石	人 员		容 积 (m ³)	一 次 提升车数	直 径 (mm)	绳 速 (m/s)		
黑旺铁矿北大卷	320	15~23	上提	50	/	/	原平车场现 改为平车场	8吨座脚式	1	25	2.5	KJ1×2×1.5~3.0	大矿车提升
黑旺铁矿南大卷	320	15~23	上提		30	/	平车场	3.5吨座脚式	2	28	3.15	2.5m双筒	双筒作单筒用
黑旺铁矿人风卷	320	15~23	上提	/				马可尼人车	1	28	2.5	2TJ 1600 824	人员提升
攀钢二滩粘土矿	1077	26~15 6个2变坡	下放	16	/	/	甩车道	1.1	5	28	5	XKT1×2.5×2B	提升道长, 变坡多
拉克铁矿	290	27.5	下放	5	/	/	平车场	0.55	3	18.5	2	1.6m单筒	有动力制动
湘东铁矿 露水南区	397	19~14	下放	15	/	/	平车场	1.2	2	18.5	2.7	1.6m单筒	130
湘东铁矿 清水矿区	374	22~30	下放	20	/	/	平车场	1.2	2	25	5	KJ1×2×1.5~20	倾角大
湘东铁矿西露天	326	18~24	下放	7.7	/	66人/班	平车场	1.2	2	20	3.6	1.6m单筒	160
屯秋铁矿	464	24	下放	/	/	650人/班	平车场	马可尼人车	4	31	2.5	2BM 2500 2A 1280	人员提升
水曲柳粘土矿	198	14~16	上提				由平车场 改为甩车场	3.5	3	28	3.7	2BM 2500 1200	大矿车提升
王村组土矿	564	18	上提	28	/	/	平车场	0.75	6	31	3.7	JK2-2.5/20	自动满挂钩

甩车场布置实例见图1-3-52。

部分露天矿的斜坡矿车组提升主要技术参数见表1-3-163。

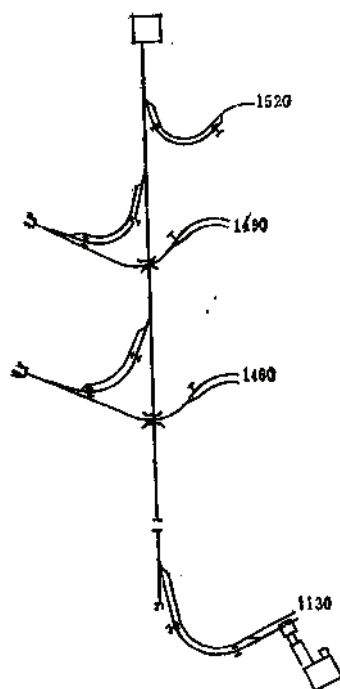


图 1-3-52 二滩粘土矿单钩甩车场示意图 (生产资料)

3.5.2 公路(或窄轨)-斜坡箕斗联合开拓

3.5.2.1 布置原则和注意事项

(1) 采场内工作面运输, 山坡露天矿可采用汽车或窄轨铁路运输; 深凹大型露天矿多用汽车运输; 深凹中小型露天矿多采用窄轨铁路与箕斗提升相配合。

(2) 山坡露天矿箕斗道一般应布置于露天采场爆破危险界线外。正对箕斗道下方不应布置任何建筑物, 以防箕斗跑车造成事故。

(3) 深凹露天矿箕斗道一般沿采场固定边帮布置, 箕斗道倾角原则上可按采场终了边帮角选取。边帮角值过陡时, 箕斗道可斜交露天边帮布置以减缓倾角。箕斗道的倾角, 一般不应超过 30° 。

(4) 箕斗道位置应布置在采场非工作帮和端帮的固定边帮上, 并尽量避免与公路、铁路线路的立体交叉。箕斗道的起点、终点位置应有较长的服务年限。

(5) 箕斗道的提升机房应与厂内公路相通。

(6) 箕斗卸载矿仓应直通破碎厂原矿仓。

箕斗矿仓型式及转载栈桥等参见本章“联合运输的转载设施”一节。

3.5.2.2 布置形式

1. 山坡露天矿

山坡露天采场内用汽车或窄轨运输时，箕斗道一般布置在采场外的一侧或两侧，每隔3个水平设一座矿岩转载栈桥，如上部水平矿量较少，则第一个栈桥可以多负担一些水平层。

2. 深凹露天矿

深凹露天矿浅部用铁路，深部用汽车运输时，则箕斗道布置于采场两个端帮最终边帮上，不横跨铁、公路。

斜坡箕斗道的布置形式参见表1-3-164。

山坡露天矿汽车、箕斗联合布置形式参见图1-3-53。

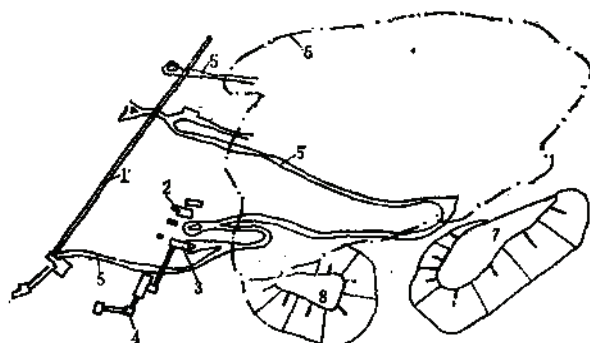


图 1-3-53 湘乡水泥厂万罗山矿汽车、箕斗开拓示意图（生产资料）

1—斜坡箕斗道；2—工业场地；3—粗破碎车间；4—转运站；5—公路；6—露天境界；7、8—排弃场。

斜坡箕斗道的布置形式

表 1-3-164

布置形式	图 示	特 点
(1) 山坡露天矿采场内为铁路运输		1. 箕斗道布置在采矿场外一侧； 2. 每个工作水平设转载栈桥
(2) 山坡露天矿，采场内为汽车运输		1. 箕斗道布置在采矿场外一侧； 2. 约三个水平设一座转载桥； 3. 上部水平矿量少，第一个栈桥负担水平数可以多些
(3) 深凹露天矿，上部为铁路运输，下部工作面为汽车运输		箕斗道最好布置在端部

深凹露天矿的汽车、铁路、箕斗联合开拓布置形式参见图1-3-54。

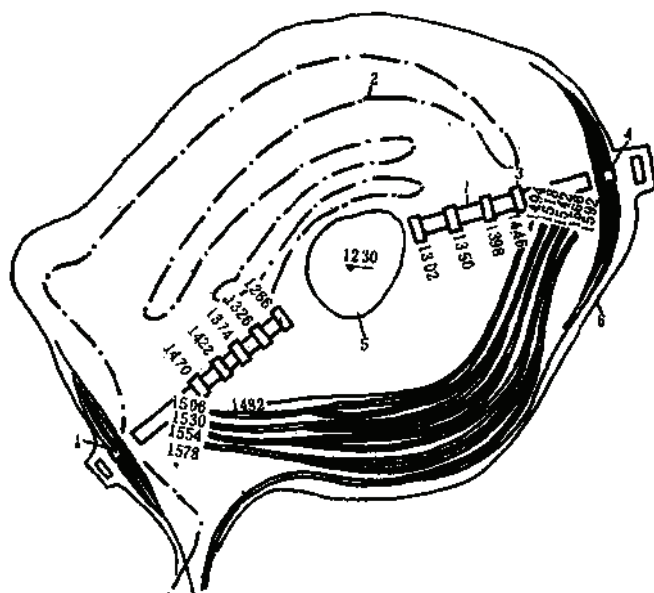


图 1-3-54 白云鄂博铁矿东露天深部公路箕斗联合开拓系统示意图 (设计资料)
1—箕斗道; 2—公路; 3—箕斗栈桥; 4—地面矿仓; 5—露天底; 6—露天矿开采终了境界

该矿开拓系统为一比较典型的布置, 深凹露天的浅部用准轨铁路开拓, 线路呈之字形折返, 布置于露天矿的南帮; 深部用汽车开拓, 公路干线布置于露天矿的北帮, 为回返公路干线; 两个斜坡箕斗道布置于露天采矿场的两端, 避免了与铁路干线和公路干线相交。

斜坡箕斗布置形式按提升系统中提升机房与斜坡道的相对位置, 又可分为顺向布置、反向布置和有尾绳布置。为使两箕斗提升中心线间距与两卷筒中心线间距相等, 还有各种不同的布置形式。各种布置形式的优缺点及使用实例参见表1-3-165。部分露天矿斜坡箕斗提升的主要技术参数见表1-3-166。箕斗转载栈桥详见本章“联合运输的转载设施”一节。

3.5.2.3 实例

大宝山铁矿 (设计原矿规模230万t/a), 用汽车、箕斗提升联合开拓方式。

采场内用12t汽车运输, 4m³挖掘机装车, 矿石用汽车运至采场内下部斜坡箕斗 (斗容18m³) 下放至破碎厂破碎后, 沿640m平硐窄轨 (762mm) 铁路, 由14t电机车牵引4m³曲轨侧卸矿车运至640m平硐西口的转运矿仓, 经索道将矿石运至筛选厂贮矿仓内, 分级后经准轨铁路外运 (参见图1-3-55)。

露天采场开采标高1015~445m。采场内用32t和12t汽车, 公路坡度8%, 最少曲线半径15m, 公路路面宽9~10m。箕斗上口矿仓标高835m, 矿仓容量80m³, 通过指状闸门装入斗容18m³后卸式箕斗 (载重25t, 电动机560kW), 下放至标高684m卸入破碎矿仓。箕斗设计能力230万t/a, 斜坡道长720m, 坡度9°~23°27'。

该矿因索道运输不正常而影响露天矿生产能力, 历年实际原矿产量波动在155~174万t/a。

3.5.3 斜坡道人员提升

按照冶金矿山安全规程规定, 深凹露天矿垂直深度大于100m、山坡露天矿垂直交差

斜坡箕斗提升系统布置形式实例

表 1-3-165

序号	布置形式	优缺点	使用实例
1	2	3	4
1	顺向布置	提升机房在斜坡道延长线的上端, 整个布置简单合理, 钢丝绳运行阻力小, 磨损少, 是一种常用的布置形式	峨口铁矿
2	反向布置	反向布置是受地形限制的特殊布置, 提升机被迫反向布置在卸矿仓端, 需多用一倍钢丝绳, 且通过转向轮组反向提升箕斗, 故系统复杂, 钢丝绳磨损快	大宝山铁矿 耀县水泥厂
3	有尾绳布置	当水平运输或斜坡角小于 7° , 空箕斗不能靠其自重下行, 应设尾绳装置。它虽然布置复杂, 增多了钢丝绳, 但纯属地形所决定, 且紧急制动时比较安全	永登水泥厂 大同水泥厂 大宝山铁矿
4	加导轮布置	将其中一根钢丝绳用两个水平导向轮偏离, 使二根钢丝绳中心等同提升道两轨中心。由于钢丝绳偏角小于 5° , 故两根钢丝绳磨损基本相同	湘乡水泥厂
5	提升机转角布置	提升机房与斜坡道呈 $0 \sim 90^\circ$ 的拐角。由于钢丝绳经转角, 故寿命短。转角处导向轮, 切忌作平竖两个方向的转变, 否则钢丝绳在此处急剧疲劳断丝。大宝山铁矿斜坡箕斗在同一部位同时作平、竖两个方向弯曲, 钢丝绳仅用一个月即行报废	大宝山铁矿
6	加大卷筒到天轮的距离 L 的布置	这种布置将天轮中心距等两箕斗轨道中心距。为使钢丝绳偏角不超过规定值, 必然加大卷筒到天轮的距离 L , 故增加了钢丝绳弦长, 在钢丝绳下垂处需增设托辊	南京白云石矿
7	加长提升机轴的布置	加长提升机的布置是通过制造厂将提升机轴加长, 使两卷筒中心适合两箕斗轨道中心。这种措施虽然增加设备投资, 但安全可靠适用于大型提升机	峨口铁矿

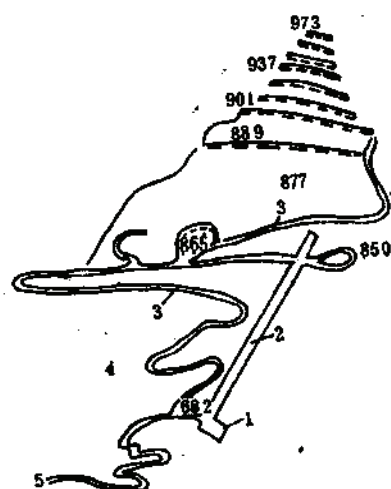


图 1-3-55 大宝山铁矿汽车箕斗联合开拓平面示意图 (生产资料)

1—矿仓; 2—箕斗道; 3—公路; 4—往排
弃场; 5—往汽车保养场

表 1-3-166

部分斜坡箕斗提升的主要技术参数

序号	矿山名称	提升量 (10 ⁴ t)	线路		提升物料		提升方式	箕斗载重量 (t)	钢丝绳速度 (m/s)	工作制度	提升机型号	轨型 kg/m
			倾角 (°)	斜长 (m)	品种	最大块度 (mm)						
1	大宝山铁矿	设计230	9°, 13°27'	720	铁矿	1200	下放	25	6.75		XKT2×3.5×1.7	
2	峨边铁矿	设计489	33°30'	330	铁矿	1000	下放	50	5.7	330d/a, 每日3班, 每班5小时	2JKX6×2.4	
3	耀县水泥厂	120	10°20', 15°	436	石灰石	1000	下放	15	5.6		2BM 3000/1520	38
4	昆明水泥厂	38	5°7', 12°4'	838	石灰石	800	下放	10			2BM 3000/1530	38
5	广西水泥厂	75	8°30', 13°30'	412	石灰石	800	下放	15	5.6	二班(已折除)	2BM 3000/1520	
6	湘乡水泥厂	69	18°, 17°	504	石灰石	800	下放		5.64	每日2班, 每班8小时	2BM 3000/1520	38
7	南京白云石矿*	设计72, 完成70	11°12', 16°57'	410	石灰石	850	下放	10	4.3	282d/a, 每日2班, 每班5.5小时	2JK2.5×1.2D	38
8	永登水泥厂	45.5	0°	380	石灰石	800	水平	25	3.7	285d/a, 每日2班	2BM 2000/1020	43
9	大同水泥厂		0°	471	石灰石		水平	25	4.3		双筒2m	
10	七宝山铁矿	设计50	21°, 8°	128	铁矿	400	下放				双筒1.6m	

* 已折除。

超过150m, 应配备职工上班的交通工具。

人车规格见附录1。

3.6 公路(或铁路)-平硐溜井联合开拓运输

平硐溜井(溜槽)联合开拓运输方式, 在我国比高较大的山坡露天矿中应用较广泛。它是利用矿区地形, 布置溜井(溜槽)和平硐, 建立采场与卸载站之间的联系。采场内一般用汽车或窄轨机车、前装机等运输设备。矿石经溜井自溜下放至底部后, 经转载入铁路列车或经胶带输送机等运输设备, 把矿岩输送至卸载站构成联合开拓运输系统。

平硐溜井联合开拓运输是利用溜放矿(岩)的自重克服地形高差, 它缩短了运距, 减少了线路工程量和运输设备数量, 降低了矿石成本。

使用溜井的条件:

- (1) 矿石应为不结块的块状, 不宜溜放粉矿, 且每个溜井只能溜放一种品级的矿石。
- (2) 溜井应在坚硬稳固的矿体或围岩中开凿, 避免在松软破碎矿岩中开凿。
- (3) 为确保矿山生产, 一般应设置备用溜井。

3.6.1 溜井位置选择

溜井相对于露天采场的位置有采场内和采场外两种布置方式。其主要特点和适用条件见表1-3-167。

采场内、外溜井位置选择

表 1-3-167

项 目	采 场 内 溜 井	采 场 外 溜 井
1. 主要特点	(1) 平均运距短; (2) 溜井随采场开采水平下降而降段; (3) 保持采场平坡运输; (4) 溜井降段时要封闭溜井, 影响生产; (5) 溜井数目较少, 减少基建投资; (6) 减少年经营费和生产人员	(1) 平均运距长; (2) 溜井在采场外, 不降段, 不影响生产; (3) 卸矿平台标高固定时, 需上坡、下坡运输, 运费增加; (4) 溜井数目较多, 工程量较大, 增加基建投资; (5) 增加年经营费和生产人员;
2. 适用条件	(1) 采场内溜井所通过的矿岩稳固性好, 没有大的断层破碎带等地质构造, 可以不支护或绝大多数不支护; (2) 水文地质条件简单	(1) 当采场内用铁路运输而在采场内布置溜井, 工作线的推进受溜井降段的干扰较大, 新水平准备困难时, 可用采场外溜井; (2) 采场内矿岩物理机械性很差, 岩体不稳固, 且有较大的断层裂隙或破碎带以及水文地质复杂, 不适于布置采场内溜井, 而采场外岩体稳固坚硬, 有条件布置溜井时; (3) 当采场一侧有条件布置溜槽并可减少溜井开凿工程量和保持各开采水平的平坡运输时, 可用采场外溜井(槽)

在确定平硐溜井位置时, 应根据矿床埋藏特点, 使采场运距短, 并使平硐长度和平硐口至卸载站或选矿厂运距最短为原则, 把溜井布置在采矿场内、外的坚硬稳固矿、岩中。如采场内有条件, 一般应优先采用采场内溜井。例如兰尖铁矿平硐溜井开拓运输方案, 其采场内布置方案比采场外方案节省基建投资578.7万元, 年经营费节省190万元, 生产人员

减少32人。

3.6.2 溜井数量

在确定溜井数量时既要考虑满足矿山生产能力的需要，又要保证经济上的合理性。

3.6.2.1 按矿山生产能力确定溜井数量

可按式 (1-3-59) 计算：

$$n = \frac{Q}{q} \quad (1-3-59)$$

式中 n ——满足生产能力所需的溜井数，条；

Q ——矿山年产量，t/a；

q ——每条溜井系统的放矿能力，t/a。

溜井的生产能力，主要取决于溜井上口卸矿能力和溜井下口装运转载能力。根据南芬露天矿和兰尖铁矿的经验，单条溜井可完成溜放矿石500~1000万t/a。

按上述公式确定溜井数目，还要考虑到溜井降段、堵塞、检修等影响生产能力的因素，因此，要留有余地。

3.6.2.2 按经济合理性确定溜井数量

增加溜井数量，可使采场运距缩短，因而可减少运输设备和降低运费，但要增加开凿溜井的工程量和费用。在满足所需生产能力的前提下，可按式计算经济上合理的溜井数目。

$$A \leq B + CT \quad (1-3-60)$$

式中 A ——增加一条溜井系统的总投资，万元；

B ——因缩短运距所减少的运输设备投资，万元；

C ——因缩短运距所减少的年生产运营费，万元；

T ——投资返本年限，年。

国内用汽车运输的大型露天矿，多数增加了溜井数目，例如南芬露天矿二期工程布置三条溜井（产量700万t/a），兰尖铁矿共布置五条溜井（产量650万t/a）。只有在开采范围较小且用汽车运输的中小型露天矿，才设置一条溜井。

使用窄轨铁路运输和采场外溜井的中小型露天矿，经常采用溜井群开拓，每条溜井只担负溜放2-3个水平的矿石。由于溜井直径小，开凿费用不大，且缩短了运距，因此，在经济上也是合算的。

3.6.3 溜井直径

考虑溜井直径时，最主要的是如何保证矿石在溜放过程中，不致在溜井井筒部位发生堵塞。

3.6.3.1 溜放非粘结性物料

溜井直径主要取决于溜放物料的最大块度的尺寸，关系式如下：

$$D_1 \geq 5d_{\max} \quad (1-3-61)$$

式中 D_1 ——溜井直径，m；

$d_{\max}$ ——溜放物料最大块度的尺寸，m。

3.6.3.2 溜放粘性物料

当溜放具有一定粘性物料时，圆形和方形断面的溜井直径按下式计算：

$$D_2 \geq \frac{4c}{\gamma} (1 + \sin\varphi) \quad (1-3-62)$$

式中 D_2 ——溜井直径，m；
 c ——松散物料的粘结力， 10^4Pa ；
 γ ——松散物料的体重， t/m^3 ；
 φ ——松散物料的内摩擦角（°）。

在生产实践中，某些矿山的溜井直径未能满足上述要求，曾发生过在溜井井筒部位的堵塞事故。如西沟石灰石矿溜井，原直径为4m，井筒部位发生过几次堵塞。后来扩大其直径至6m之后不再发生堵塞事故。又如德兴铜矿有一个直径为4m的溜井，曾多次在井筒部位发生堵塞，后来新建一个直径为5.7m的溜井，投产后多年未在井筒部位发生过堵塞事故。也有些溜井，设计时仅考虑大块物料尺寸，而忽视对矿石粘结性的分析，致使在溜井试生产中发生粉矿结块造成井筒部位堵塞事故。

影响溜井直径的因素很多，如溜井断面形状、溜放物料最大块度含量比例、物料含水量、松散体重、内摩擦角及粘结力等。因此，要综合考虑分析。在有条件的矿山，在设计时可通过试验来确定溜井直径。

为了减少溜井底部堵塞和增加贮矿容量，在溜井底部，应扩大其断面，作贮矿仓，其高度约30~40m。为了检查溜井在生产中的贮矿情况，处理堵塞等事故，在溜井底部均须有一个检查系统。

3.6.4 溜井系统的布置形式

3.6.4.1 溜井布置

溜井的布置形式，可划分为集中布置、分散布置和混合布置三种基本形式。也可按在采场内或采场外划分为采场内溜井以及采场外溜井。还可按溜井位置与矿床走向的相对关系划分为沿走向布置、垂直走向布置和混合布置三种，参见图1-3-56和图1-3-57。

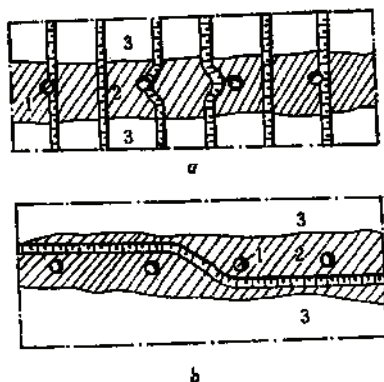


图 1-3-56 沿矿体走向布置溜井（设计资料）
 a—横向开采，b—纵向开采，1—溜井，2—矿体，3—围岩

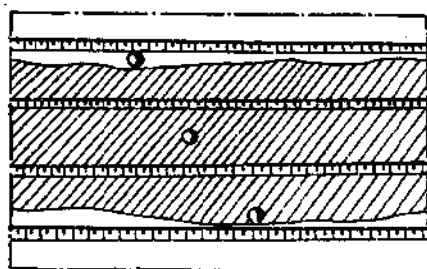


图 1-3-57 垂直矿体走向布置溜井（设计资料）

各种布置形式的适用条件、及使用矿山名称参见表1-3-168。

溜井布置形式及适用条件

表 1-3-168

溜井布置形式	适用条件	布置原则	使用矿山名称
1. 沿矿体走向布置	(1) 矿体较长, 厚度薄 (2) 同时出矿水平数少, 仅1~2个	横向开采时要求: (1) 溜井间距应小于两倍工作平台宽度 (2) 各开采水平基本上平坡运输纵向开采时, 要求: 溜井间距按矿量分配	凤凰山铁矿, 马兰庄铁矿, 铜官山铜矿, 东鞍山铁矿山顶部分
2. 垂直矿体走向布置	(1) 极厚矿体纵向开采 (2) 同时出矿水平数多, 或矿、岩皆用溜井下放	(1) 溜井间距由工作平台宽度确定 (2) 每个水平溜井数量由溜放物料品种确定	苏联基洛夫磷灰石公司中央采场
3. 混合布置	(1) 矿体厚度大, 沿走向长度较长 (2) 溜井数目较多	根据矿体产状和地形以及矿岩特性确定溜井位置	兰尖铁矿、大孤山铁矿深部, 齐大山铁矿深部等

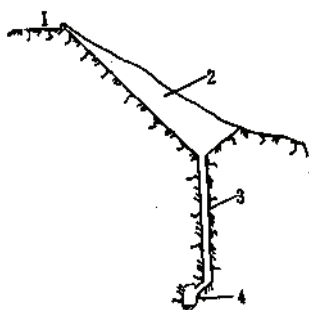


图 1-3-58 溜槽、溜井与平硐关系示意图 (设计资料)

1—卸矿平台; 2—溜槽; 3—溜井; 4—装矿平硐

当地形条件允许时, 溜井上都可布置一段溜槽放矿, 以减少井巷工程量和缩短溜井高度。但应采取妥善的防排水措施。溜槽位置应避开沟谷地带。采用部分溜槽放矿, 如需多水平卸矿时, 下部卸矿平台一般应设于明溜槽两侧, 尽量避免架设横跨溜槽的卸矿栈桥。

溜槽、溜井和平硐关系见图1-3-58。

我国许多露天矿使用了溜槽-溜井的结构形式, 如南芬露天矿北部溜井, 齐大山铁矿南采区南溜井、海南铁矿400m水平溜井等。

在采用溜井、溜槽联合的结构形式时, 应避免在南方雨量充沛而集中的地区采用长度较大的斜溜槽, 因其汇水面积大, 使大量雨水涌入溜井易造成溜井跑矿事故和溜井堵塞等事故。

例如江西德兴铜矿地处雨量充沛而集中的地区, 其2号溜槽-溜井系统的出矿量直接受降雨量的影响。后来, 重新开凿了1号溜井代替。取消了上部溜槽, 进入溜井的水量大为减少, 其出矿量不受降雨量的影响。

用溜槽-溜井系统的矿山, 如加强防排水措施和加强放矿管理, 也可减少堵塞及跑矿事故的发生。例如南芬铁矿1959年以前的溜井生产中, 由于雨季水进入溜井造成堵塞、跑矿事故, 嗣后, 采取了溜井防排水措施, 加强放矿管理, 使堵塞、跑矿事故相应减少。

1. 采场内公路运输时溜井的布置

当采场内用公路运输时, 通常采用采场内集中式布置溜井, 把主溜井布置于矿量重心附近。国内一些生产矿山采场内用公路运输的平硐溜井技术特征参见表1-3-169。

2. 采场内铁路运输时溜井的布置

采场内采用铁路运输时, 一般将一组溜井布置在采场外。每个溜井仅担负溜放2~3个

露天矿平硐溜井技术特征生产实例

表 1-3-169

矿山名称	规模 (10 ⁴ t/a)	平 硐		溜 井 (个)	溜 井				
		断 面 (m ²)	长 度 (m)		断面形状	规 格 (m)	深 度 (m)	倾 角 (°)	位 置
兰尖铁矿	660	4.6×7.3	2616	5	圆 形 拱 形	φ 5 4×3	447	90 55	场 内
南芬铁矿	750	5×5.5	1680	2	矩 形	溜槽 8×7 溜井 3.8×2.4	332	45~50 70	场 内
齐大山铁矿	190	5×6.7	308	1	方 形	6×6	64	90	场 内
德兴铜矿	150	10.0	991	3	圆 形	φ5.7	189	90	场 内
把关河石灰石矿	260	16.6	789	2	圆 形	φ 4 φ 5	352	90	场 内
西沟石灰石矿	180	10.1	1146	2	圆 形	φ 6	330	90	场 内
永登石灰石矿	80	15.0	405	1	圆 形	φ3.0	140	90	场 内
口泉石灰石矿	30	15.0	328	1	圆 形	槽底宽 3 m φ3.0	溜槽 120 盲井 90	溜槽 45 90	场 内

水平的矿量。为使两个水平同时可以溜放矿石，在每个溜井上口可以开凿短溜槽，其高度不超过2~3个开采阶段水平的高度。

如果溜井因某种原因必须布置在采场内时，则要求溜井垂直矿体走向布置，且每隔一定距离布置1~2个溜井，以保证在任何开采状态下，每个水平层都有溜井可以放矿。溜井间距一般应大于最小工作平台宽度。但在采场内布置溜井群，不但井巷工程量大，且溜井降段对生产有影响。设计中很少采用。

3.6.4.2 平硐布置

平硐位置应根据工业场地和溜井位置确定。其确定原则：

- (1) 平硐长度最短；
- (2) 采场内运输距离短；
- (3) 平硐所通过的岩层要稳固或基本稳固，避免把平硐布置在滑坡、泥石流区内或较大的断层破碎带地段内；

- (4) 平硐底板标高要高于最高洪水位标高以上，向外有一定纵向坡度。

根据兰尖铁矿经验，当用铁路运输以及一条主平硐为多条溜井共同使用时，应由主平硐引出各自的分支平硐，即每条溜井有独立的分支平硐，以避免当其中一个溜井系统进行大、中修理或发生跑车事故时，影响其它溜井的正常生产。

平硐如布置在露天采场底部下面时，应保留垂高15~20m作保护层，以免露天底爆破作业破坏了平硐内的支护和设施。

3.6.5 平硐溜井系统的生产能力

平硐溜井系统的生产能力主要取决于溜井数目、溜井布置方式、溜井能力以及平硐运

输能力等。溜井能力包括溜井上口的卸矿能力、溜井井筒的通过能力、溜口放矿能力以及溜井底部平硐的装运能力。在平硐溜井联合开拓运输系统中,各个工艺环节中的生产能力的最小值,即是平硐溜井系统的生产能力。

平硐溜井系统中,溜井井筒本身的通过能力和溜井下口放矿能力都比较大,因此,平硐溜井的生产能力,主要取决于溜井上口卸矿能力和平硐运输能力。

3.6.5.1 溜井上口卸矿能力

溜井上口卸矿能力取决于卸矿方式和设备。

当采用公路汽车运输时,溜井上口班卸矿能力 $Q_1(t)$ 按公式(1-3-63)计算:

$$Q_1 = \frac{60T}{t_1} nGf \quad (1-3-63)$$

式中 T ——卸矿平台每班工作时间, h;

t_1 ——每卸一车所需时间(包括调车在内), min;

n ——在卸矿平台上同时卸矿的汽车数量, 台;

G ——汽车有效载重, t;

f ——工作班时间利用系数, 公路汽车运输一般 $f=0.5\sim0.6$ 。

当采用铁路运输时,溜井上口班卸矿能力 Q_2 按公式(1-3-64)计算。

$$Q_2 = \frac{60T}{(t_1+t_2)} nqf \quad (1-3-64)$$

式中 t_1 ——列车入换时间, min;

t_2 ——列车卸车时间(包括对位), min;

n ——列车牵引矿车数量, 辆;

q ——矿车有效载重量, t;

f ——时间利用系数, 铁路运输一般 $f=0.7\sim0.8$;

T ——同前

3.6.5.2 平硐运输能力

当平硐内采用铁路运输且溜井下口用放矿闸门给矿时,平硐班运输能力 $Q_3(t)$ 按公式(1-3-65)计算:

$$Q_3 = \frac{60Tk}{(t_1+t_2)} nqf \quad (1-3-65)$$

式中 t_2 ——列车装矿时间(包括对位在内), min;

T ——平硐装矿每班工作时间, h;

f ——班工作时间利用系数, 一般 $f=0.75\sim0.85$;

k ——平硐运输不均衡系数, 一般 $k=1\sim1.2$

t_1 、 n 、 q 同前。

如果采用板式给矿机装矿,平硐铁路运输能力 $Q_4(t/h)$ 按公式(1-3-66)计算:

$$Q_4 = 3600vBhrc \quad (1-3-66)$$

式中 v ——链带速度, m/s;

B ——料层宽度, 一般为链带宽度的0.9倍, m;

h ——料层厚度, m;

γ ——矿石假体重(即松散体重), t/m^3 ;

c ——装满系数, 一般为0.8。

3.6.6 辅助运输

采用平硐溜井联合开拓运输时, 对设备、材料和人员的运送, 一般采用公路汽车运输。有时也可用斜坡卷扬提升方式, 如南芬露天矿在生产初期就曾用过此方式。

3.6.7 实例

3.6.7.1 兰尖铁矿

兰尖铁矿有两个矿区, 即兰家火山和尖包包矿区, 用平硐溜井联合开拓运输, 共有五条溜井。

兰家火山矿区采场内布置1°、2°、3°三条溜井, 两条工作, 一条备用, 平硐全长2.6km。

尖包包矿区采场内布置1°、2°、两条溜井, 一条工作, 另一条备用, 平硐全长1.25km。

兰尖铁矿各溜井结构参数列于表1-3-170中。

兰尖铁矿溜井结构规格

表 1-3-170

采场	溜井编号	溜井结构形式	溜井上口标高 (m)	溜井下口标高 (m)	上下口高差 (m)	明溜槽		斜溜井		直溜井		贮矿段		溜井总深度 (m)	检查天井高度 (m)	放矿口 装载形式
						高度 (m)	坡度 (°)	高度 (m)	坡度 (°)	高度 (m)	坡度 (°)	高度 (m)	坡度 (°)			
兰家火山	1°	斜、直混合结构	1735	1288	447	80	45°	126	55°	196	90°	30	90°	322	40.5	板式给矿机横向布置
	2°	直溜井	1688	1288	400	/	/	/	/	400	98°	30	90°	400	43.5	板式给矿机纵向布置
	3°	溜井	1675	1288	387	/	/	195	55°	137	90°	35	90°	378		同上
尖包包	1°	溜井	1570	1282	288	/	/	238	60°			35	90°	282	50.5	板式给矿机横向布置
	2°	溜井	1525	1282	243	/	/	/	/	198	90°	24	90°	233	43.5	板式给矿机纵向布置

兰尖铁矿五条溜井全部下放矿石。兰尖两个采场从一个平硐口出矿, 主平硐口标高为1281m, 用150t电机车牵引载重60~100t翻斗车运输, 硐内铺设50kg钢轨, 其平硐溜井开拓系统见图1-3-59。

溜井放矿口采用宽3.4m, 长8m板式给矿机装矿车, 板式给矿机的布置有横向(垂直平硐轨道中心线)和纵向(平行于平硐轨道中心线)两种布置方式。

用板式给矿机装100t矿车时, 装一个矿车的时间为70~90s, 平均80s, 车箱对位时间为25~30s, 车箱实际装90t重, 装一列车(8~10个矿车)的时间约为14~15min。

溜井设计能力见表1-3-171。

3.6.7.2 南芬露天矿

南芬矿年产铁矿石700万t左右。工作面用汽车运输, 矿石经溜槽-溜井平硐开拓运输系统溜放运输, 溜井下部矿石, 经板式给矿机给入粗破碎, 碎后产品再贮入几条分支溜井, 经准轨铁路运出地表至选矿厂入选。岩石直接由各开采水平运往剥离物排弃场。

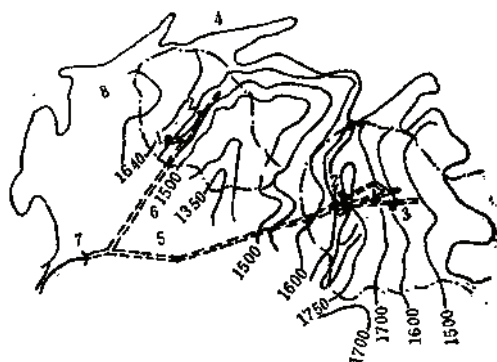


图 1-3-59 兰尖铁矿平硐溜井开拓运输系统示意图 (生产资料)

1~3—兰尖溜井；4—公路；5—兰家火山平硐；6—尖包包平硐；7—去选厂；8—剥离物排弃场

兰尖铁矿溜井设计生产能力

表 1-3-171

采 场	溜 井 数			工作溜井的平均能力 (万 t/a)
	工 作	备 用	合 计	
兰家火山	2	1	3	250
尖包包	1	1	2	150
合 计	3	2	5	

采场内有二套溜井系统，沿走向布置，溜井间距约为600m。如图1-3-60所示。

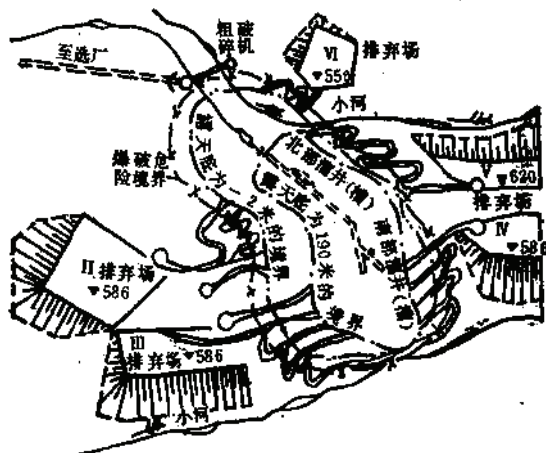


图 1-3-60 南芬矿平硐溜井联合开拓运输系统示意图 (生产资料)

北部溜井系统上部为斜溜槽，倾角 $45^{\circ}\sim 55^{\circ}$ ，其下接暗溜井，断面为 $4\times 5\text{m}$ 。溜井下面为 $25\times 15\times 15\text{m}$ 的破碎机硐室，内设2台 2100×1500 颞式破碎机。破碎后的砂石放入下面五个溜井内，与290m主平硐相接。图1-3-61为北部溜井布置情况。

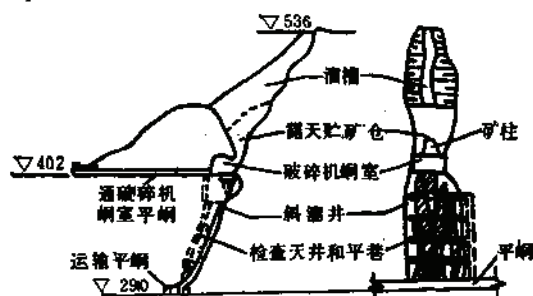


图 1-3-61 南芬铁矿平硐溜井开拓系统剖面示意图 (生产资料)

南部溜井 (现已报废) 为斜溜井, 倾角为 $40^{\circ} \sim 45^{\circ}$, 断面为 $6 \times 6 \text{ m}$ 。溜井下面也有一个 $25 \times 15 \times 15 \text{ m}^3$ 的破碎机硐室, 内装有一台 2100×1500 颚式破碎机。破碎后的矿石, 经

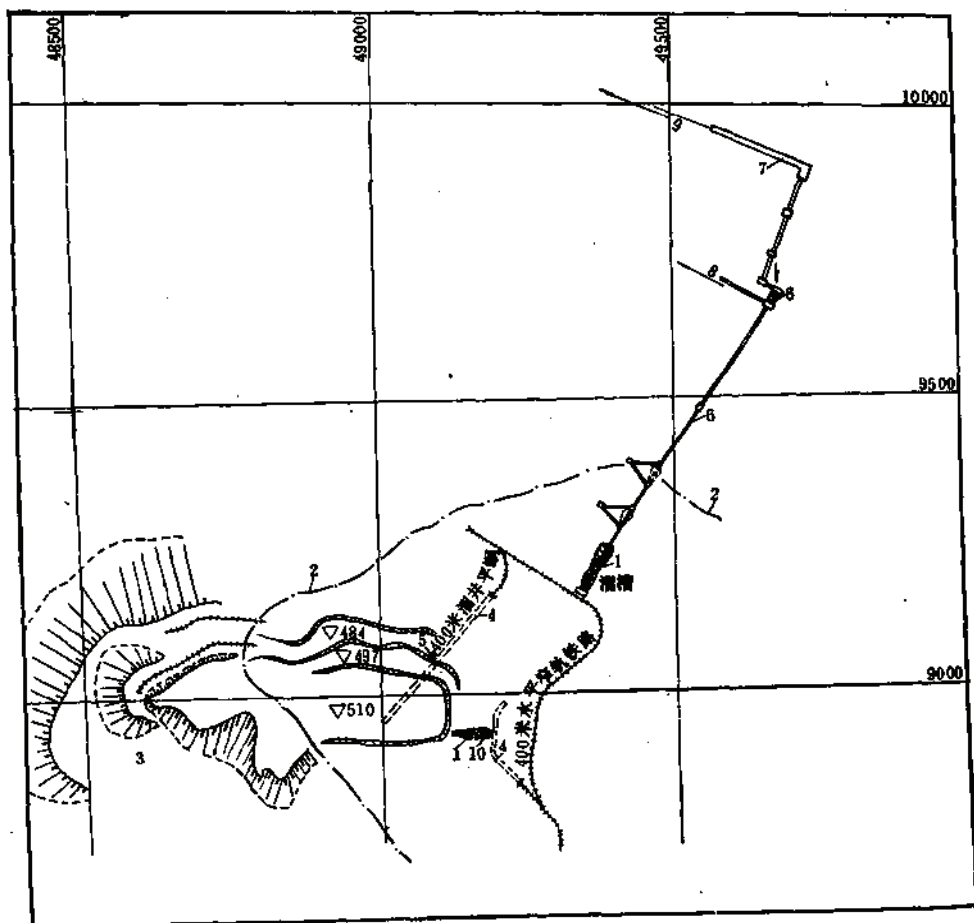


图 1-3-62 海南铁矿平硐溜槽、平硐溜井和溜槽胶带机开拓运输系统 (生产资料)

1—溜槽; 2—露天采场境界线; 3—排弃场; 4—平硐; 5—溜井; 6—胶带机; 7—铁路装车矿槽; 8—去粉矿堆场; 9—去八所港码头; 10—溜槽系统中的直井

胶带输送机输入暗溜井矿仓，在290m标高的主平硐装车运至中破碎厂。

3.6.7.3 海南铁矿

海南铁矿北一主矿体的前期开采是一个山坡露天矿，矿体出露最高标高为540m，附近地平标高125m，比高达400余米。该矿在开采400m以上水平时，曾经使用过平硐溜槽（井）溜槽-胶带机联合开拓运输系统近十年之久，其任务是将540~400m的矿石输送至标高145m铁路装车矿槽，然后用铁路运往八所港装船外运。至于各水平剥离的废石，则用窄轨铁路直接沿各水平层运至露天采矿场外的排弃场就地堆置。

北一露天采场标高400m以上水平层的采剥工作面用窄轨铁路机车运输，有两个布置在采场内的平硐溜槽（井）系统连接400m水平，第一个系统采用溜槽、直井和平硐的混合形式（见图1-3-62）。

溜槽上部标高为510m，下部为436m，坡度为 $52^{\circ}\sim 55^{\circ}$ ，槽底最小宽度为3m，直井部分标高436m~412m，直径2.8m，直井下口为裤叉式，设有检查天井。整个溜槽系统选择在坚硬铁矿石之中，不支护。

第二个系统采用直井（圆形结构）与平硐的组合形式，溜井直径2.5m，最高标高497m，溜井下口与平硐相连接。溜井通过的岩层：上部为 $f=2\sim 5$ 的绢云母片岩和透辉石透闪石灰岩；下部为 $f=8\sim 12$ 的铁矿石。

在该矿使用较好的是第一个系统。而第二个系统因溜井所通过的绢云母片岩和透辉岩

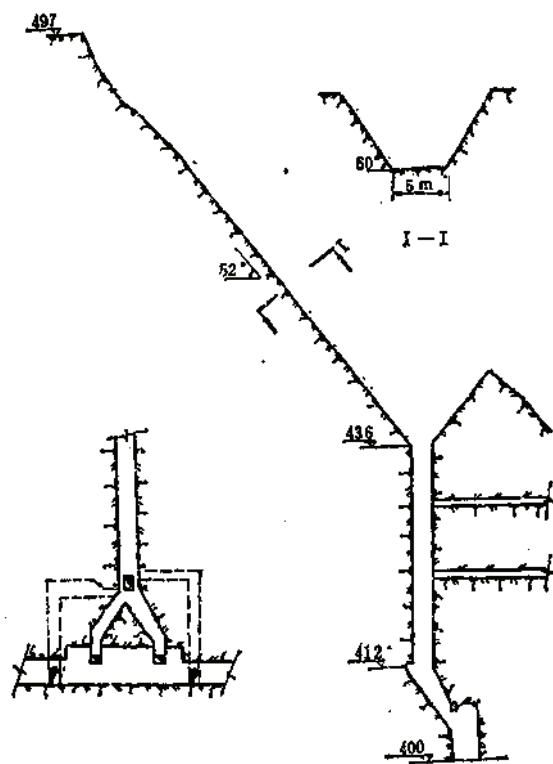


图 1-3-63 平硐溜槽结构图

透闪石灰岩风化严重,虽用钢筋混凝土加固支护,但仍不理想。

此外,400m以下的溜槽胶带机系统的溜槽,使用效果也是比较好的。

平硐溜槽结构见图1-3-63,平硐溜井结构见图1-3-64。

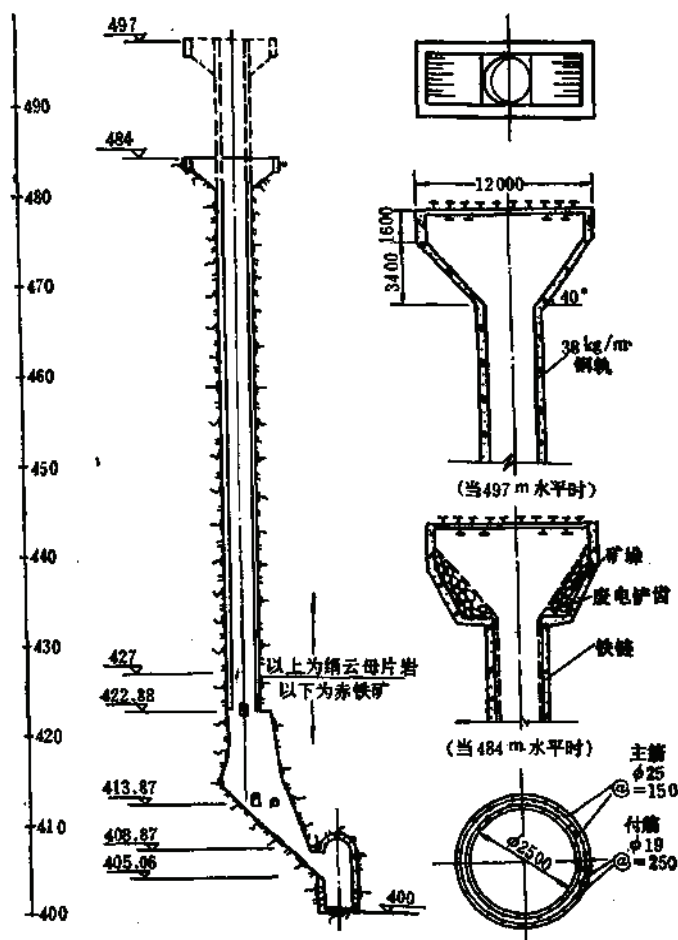


图 1-3-64 平硐溜井结构图

3.7 公路-破碎转载站-胶带输送机联合开拓运输

3.7.1 概 述

这一开拓方式适用于矿岩运输量大的大型和特大型深凹露天矿,或标高差较大的山坡露天矿。

该联合开拓运输系统的特点是:在露天采矿场内用挖掘设备把矿岩装入自卸汽车,运至采矿场内破碎转载站卸载,经粗碎后,块度 $<400\text{mm}$ 的矿石(或岩石)由胶带输送机运至选厂、排弃场或其他场地。

国内外使用此联合开拓的矿山见表1-3-172。

表 1-3-172

国内外露天矿应用公路—破碎站—胶带半连续开拓运输系统概况表

序号	矿 山 名 称	年 产 量 (10 ⁴ t/a)			联合开拓运输方式	露天采场境界尺寸 (m)			备 注
		矿石量	岩石量	合 计		长度	宽度	深度	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	大孤山铁矿	600	1700	2300	汽车—固定式和移动式破碎站—斜井胶带	1600	1000	370	$\alpha_1 = 2.5 \sim 3.5^\circ$, $\alpha_2 = 1.8^\circ$, 段高 12 m, 胶带宽 1200, 1400 mm, 长 1200 m, $\alpha = 10 \sim 13^\circ$, 带速 2 m/s
2	美国 TWIN BUTTES 铜矿 ^①	900 ~ 1000	2200 ~ 3000	3100 ~ 4000	汽车—采场内半固定破碎站—斜井胶带	2190	1680	510	$\alpha_1 = 2.2 \sim 3.5^\circ$, $\alpha_2 = 3^\circ$, 段高 15 ~ 20 m, 境界带坡角 45° , 胶带机宽 1524 mm, 长 2160 m, $\alpha = 14^\circ$, 带速 4.5 m/s
3	美国 SIERRITA 铜矿	3600	3400 ~ 4400	7000 ~ 8000	汽车—破碎站—斜井胶带	1830	1520	563	$\alpha_1 = 0.7 \sim 2.3^\circ$, 境界带坡角 45° , 胶带机宽 1824 mm, 长 12000 m, $\alpha = 13^\circ$, 带速 4.2 m/s
4	南非 SISHEN 铁矿	2000	9000	11000	汽车—采场内半固定破碎站—斜井胶带				胶带宽 2100 mm, 破碎站用 1000 t, 履带运输车 5 年移设一次
5	苏联 北顿涅茨夫矿	1800	5340	8140	汽车—半固定式破碎站—斜井胶带				在边坡斜沟内布置宽 2 m 胶带机, 运矿石 1800 万 t/a
6	苏联 “五一” 露天矿	3050	4680	7710	同 上				在边坡斜沟内布置宽 1.6 ~ 2 m 胶带机, 运矿石 1500 万 t/a
7	苏联 新克列沃罗格 3 ^号 露天矿	2200	3970	6170	同 上				在边坡斜沟内布置宽 2 m 胶带机, 运矿石 2200 万 t/a
8	苏联 КАЧАРСКИЙ 露天矿	2100	8400	10500	同 上				在边坡斜沟内布置宽 2 m 胶带机, 运矿石 2100 万 t/a

续表

序 号	矿 山 名 称	年 产 量 (10 ⁴ t/a)			联合开拓运输方式	露天采场境界尺寸 (m)				备 注
		矿石量	岩石量	合 计		长度	宽度	深度		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
9	苏联КОВДОРСКИЙ露天矿	1600	5000	6600	汽车—采场内半固定式 破碎站—斜沟胶带机	2140	1620	564	破碎站设步距约50m, $\alpha_1 = 3.47^\circ$	
10	苏联КАРЬЕР (ЮЖНЫЙ) 露天矿	3700	4400	8100	汽车—采场内半固定破 碎站—斜井胶带机				斜井胶带机宽2 m, 长2100m, 运量 2000 万t/a	
11	苏联ИНГУЛЕЦКИЙ 露天铁矿	3000	1650	4650	同 上	2950	2050	650	斜井胶带机宽1.6m和2 m, 完成矿石运量 3000万t/a, 到岩用准 轨 铁路机车—直接运 往排弃场	
12	墨西哥卡纳尼亚铜矿	2.4~3 万t/d	12.8~16.7 万t/d		汽车—溜井—地下破碎 站—斜井胶带机	1220	915	360	斜井胶带机宽1220mm, 长1800m, $\alpha = 15^\circ$, 溜井 $s = 6.1 \times 6.1m^2$, 高152m, 胶带 机运矿, 到岩用汽车公路	
13	东鞍山铁矿	700	1400	2100	运岩系统, 铁路—固定 式破碎站—胶带机				斜沟胶带机宽1200mm, 长3000m, $\alpha = 1^\circ 53' \sim 15^\circ 31'$, 带速2.5m/s, 运废石至排 弃场	

 ① 摘自“鞍钢矿山公司赴美考察组考察报告”, α_1 —生产剥采比, α_2 —平均剥采比。

3.7.2 布置型式

按照破碎转载站的固定程度可分为固定、半固定及移动式三种型式。

3.7.2.1 汽车公路-固定式破碎转载站-胶带输送机联合开拓

把破碎转载站（以下简称破碎站）布置在露天采场开采境界以外，其位置固定不变，为全露天矿开采服务。这种固定式破碎站的优点是一次建成之后永久使用，不必移置。其缺点是汽车运距增加，尤其是深凹露天矿，随开采深度向下延深，汽车运距不断增长，不仅降低了运输设备效率，增加设备数量，且矿岩运输费用也增高。

实例

西雅里塔（SIERRITA）铜铅露天矿，于1967年~1970年建设，第一阶段采用此联合开拓。

该矿于露天采场外西南侧，地表标高1205m处建设一座永久性固定式破碎站，内安装两台规格为1524×2260mm旋回破碎机。矿、岩用挖掘机装汽车运至地表破碎站，经破碎后，块度小于350mm，由板式给料机给到胶带输送机（以下简称胶带机）上（胶带机长4000m，宽1.37m，带速4.2m/s，运输能力4500t/h），转运至选矿厂卸矿站。

3.7.2.2 汽车公路-半固定式破碎站-胶带输送机联合开拓

此布置型式的胶带机，可布置在露天非工作边帮的斜沟内或井巷内。

当露天边帮岩性稳固，且没有其他线路干扰时，可采用露天斜沟式布置胶带机，其布置方式多呈直线式或之字形；当露天边帮不稳固，或有其他线路干扰，或边帮开采未到位等原因不利于布置斜沟而有利于布置斜井时，可采用井巷式，即在露天矿非工作边帮或端帮的下部布置斜井和石门等井巷开拓工程，安设胶带机。井巷式布置的主要缺点是掘砌工程量大，施工复杂，建设周期长，投资大，设备维修作业条件差。

半固定式破碎站安设于露天采场内的非工作帮平台上。主要优点是采场内汽车运距缩短一些（与固定式破碎站对比），增加了产量，提高了劳动生产率。主要缺点是：破碎站要随采场开采下降而移设，破碎站每隔若干年要移设一次，且此系统建设周期长，工程量大，移设困难，需要专门配备履带运输车拖曳。

实例1 SIERRITA铜铅矿第二阶段联合开拓系统

在采场内西北端标高1080m水平设置矿石破碎站-胶带机新系统，同时改造原设置在采场外西南侧的固定式矿石破碎站-胶带机系统，作为转运废石用。

采场内矿石破碎站设有两台1524×2260mm旋回破碎机，呈平行布置，每台破碎机的两侧上方各有1个汽车翻卸台位，其边缘均有混凝土结构车挡，挡高为轮胎高的1/3，卸矿平台之下，破碎机室之上设受料仓，装有（Joy公司生产的514型）液压破碎锤，作破大块矿石用。

破碎机下方设有容量300t贮矿仓，采用宽2100mm，板式给料机，把矿石给到宽1.5m胶带机上。

矿石胶带机由2、3、5、6、7号共五条串联组成，总长5041m，总提升高度165m，总驱动功率12850×0.745kW，矿、岩胶带系统见图1-3-65。

采场剥离物用汽车运至岩石破碎站，经破碎后由胶带机、排土机排至排弃场。

实例2 Twin Butte 铜铅矿

该矿位于美国亚利桑那州图森以南32km，主要产品是铜、铅和铀矿。双峰铜铅矿包括东、西两个露天采场。采场尺寸：长2190m，宽1680m，深375m（设计深达510m）。

该铜铅矿自1965年投产以来，共采出矿石1.66亿t，剥岩11.43亿t，采出矿石平均含铜品位0.7~1.4%，年平均开采下降速度达20m。

矿山规模：矿石年产量900~1000万t，废石年剥离量2000~2200万t，最大年剥离量3000万t。

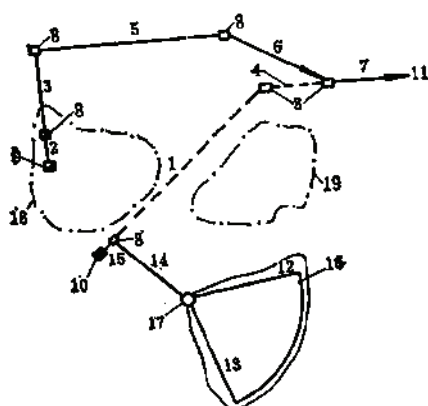


图 1-3-65 Sierrita铜锌矿破碎胶带机运输系统

平面布置图 (设计资料)

1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 12, 13, 14, 15—胶带输送机; 8—转运站; 9—矿石破碎站; 10—废石破碎站; 11—去选厂; 16—剥离物排弃场; 17—移动胶带回转驱动站; 18—西雅里塔采场; 19—埃斯帕蓝扎采场

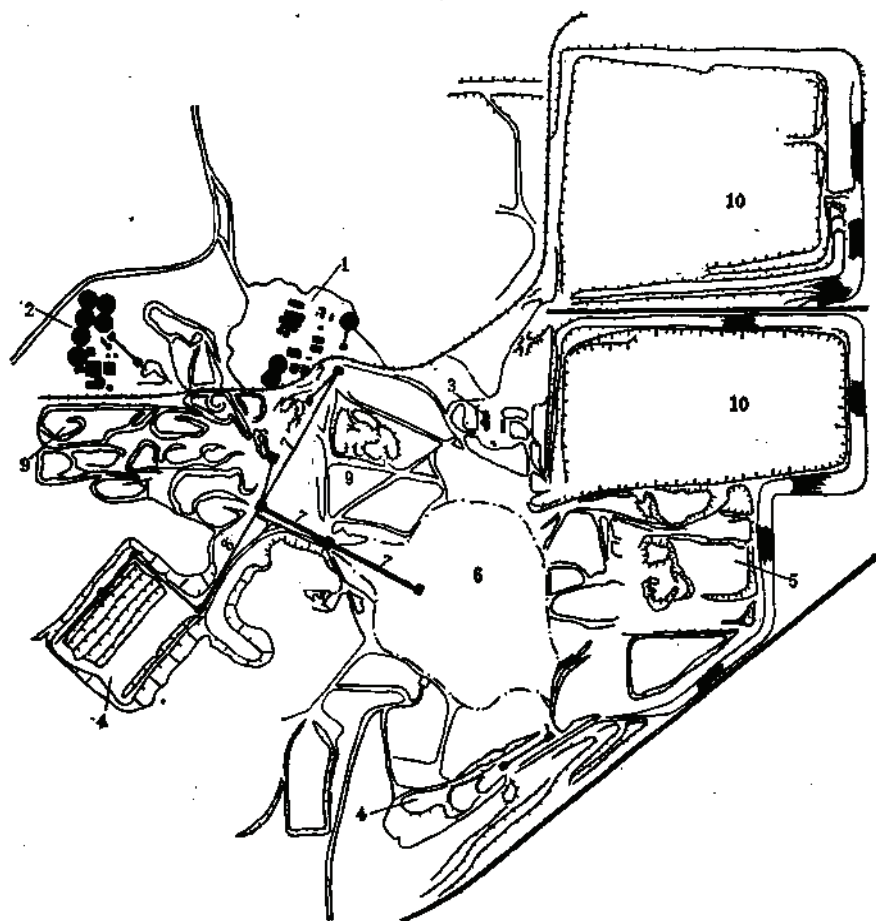


图 1-3-66 Twin Butte 铜矿平面总布置示意图 (生产资料)

1—硫化矿选矿厂; 2—氧化矿选矿厂; 3—工业场地; 4—西部排弃场; 5—排弃场; 6—露天采场; 7—矿石胶带输送机; 8—废石胶带输送机; 9—矿石堆场; 10—尾矿坝

该矿现在采用汽车公路—采场内破碎站—胶带机运输的联合开拓运输系统。

这套系统于1972~1975年基建, 1975年投产。

矿石破碎站设在采场西南帮, 在同一水平上建立两个独立的半固定破碎站, 分设1台 $1380 \times 2000\text{mm}$ 的旋回破碎机, 一台破碎矿石, 另一台破碎岩石, 但两者可互换。两条互为平行带宽 1524mm 的胶带机布置在双壁斜壁沟内, 运输能力均为 6000t/h 。每个破碎站的卸料平台只有一个汽车翻卸台位, 卸料平台上装有液压夹钳取大块矿岩。

进入破碎站之前的矿岩, 经固定格筛预先筛分, 约筛出25%粒度 $<250\text{mm}$ 的矿岩。

联合开拓运输系统参见图1-3-66。提升高度 225m , 胶带全长 2750m , 最大倾角 14° 。

该矿平面布置图见图1-3-66。

于1978年在采场东南帮 800m 水平处建成一套岩石运输系统, 包括岩石破碎站以及由3条固定胶带机串联和移动胶带机卸料器、排土机组成的联合运输系统。

岩石运输系统的胶带机全长 3945m , 总的爬升高度 330m , 总装机容量 $5500 \times 0.745\text{kW}$, 胶带倾角 14° 。破碎站安设 $1380 \times 2000\text{mm}$ 圆锥破碎机, 排料口尺寸 250mm , 生产能力 6000t/h 。

各条胶带机的主要参数见表1-3-173。

胶带运输机参数

表 1-3-173

项 目	胶 带 机 编 号				
	R_s	C	D	E_1	E_2
倾角($^\circ$)	14	14	6.5	0	0
带宽(mm)	1524	1524	1524	1524	1524
带长(m)	240	720	1170	975	840
运输能力(t/h)	8000	8000	8000	8000	8000
驱动电机(kW)	$2 \times 700 \times 0.745$	$4 \times 1250 \times 0.745$	$4 \times 1250 \times 0.745$	$2 \times 700 \times 0.745$	$2 \times 10000 \times 0.745$
爬升高度(m)	59	153	119	0	0
带速(m/s)	4.5	4.5	4.5	4.5	4.9

此外, 双峰铜铅矿尚有50%岩石用挖掘机装电动轮汽车直接送往排弃场。

岩石系统的胶带机C布置在采场终了边帮上, 多处与汽车公路相交。该矿使胶带机的双壁沟与汽车公路成立交, 立交桥的结构较简单(见图1-3-67)。



图 1-3-67 Twin Butte 铜铅矿胶带机与汽车公路的立交布置示意图(生产资料)

1—胶带机; 2—放冲积土的漏斗; 3—钢结构支架; 4—立交桥; 5—混凝土桥墩

采场内三个系统平均每班运行3.75小时, 三班连续作业, 每星期停运24小时, 以便进行预防性检修。

实例3 鞍钢大孤山铁矿

该矿进入深凹露天开采之后, 原采用的铁路开拓运输越趋困难, 为此, 深部一期扩建设计采用铁路—半固定破碎站—斜井胶带机联合开拓运输系统, 参见图1-3-68。

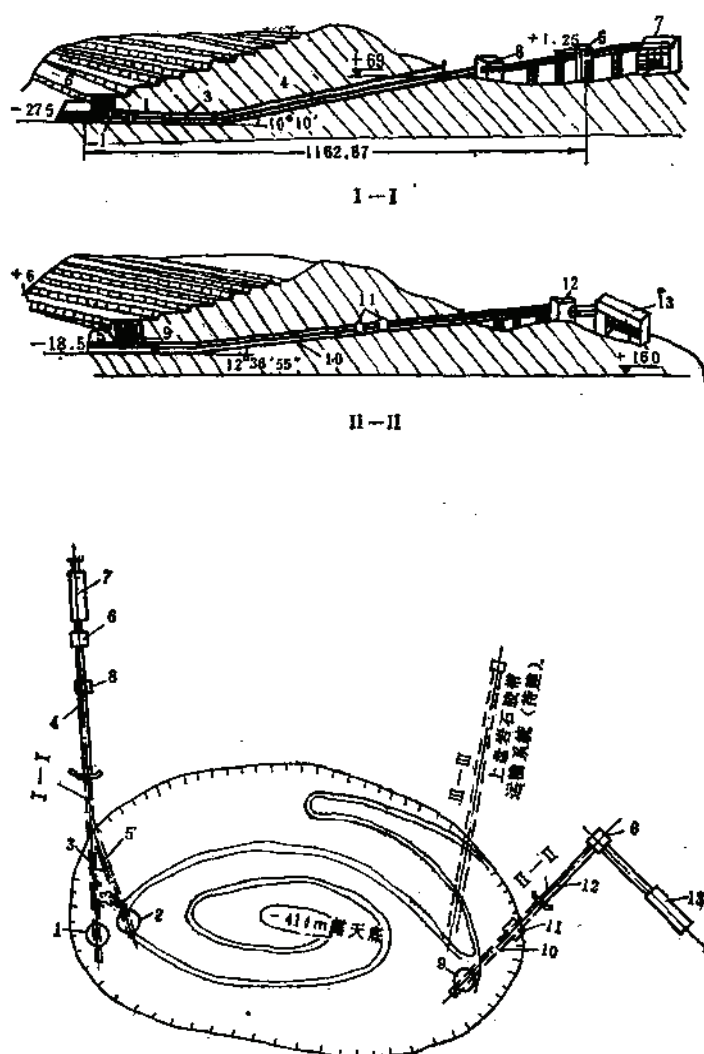


图 1-3-68 大孤山铁矿深部铁路-半固定破碎站-斜井胶带机联合开拓运输系统平、剖面布置示意图 (设计资料)

I—I—矿石胶带运输系统；II—II—东端岩石胶带运输系统；III—III—上盘岩石胶带系统；1—一期-6m矿石破碎站；2—二期-90m矿石破碎站；3、4—一期矿石胶带输送机；5、6—二期矿石胶带输送机；7—采选交接矿槽；8—传动机室；9—+6m岩石破碎转载站；10—岩石斜井胶带输送机；11—井下胶带机转载站；12—地面转载站；13—贮岩仓

一期矿石开拓运输系统：矿石经准轨铁路运至位于露天矿最终境界西端带-6m平台上半固定矿石破碎站，破碎后经斜井胶带输送机（倾角 $10^{\circ}10'$ ）运至采选交接矿槽，然后再经短胶带运送给选矿厂。

二期矿石开拓运输系统：随露天采场延深，将矿石破碎站下移至西端带-90m水平。此时，矿石由自卸汽车运至破碎站破碎后，经二期新建斜井胶带机运至原一期上部胶带机，最后把矿石运到采选交接矿槽（二期及深部系统允许用移动破碎机和斜沟式胶带运输

机取代)。在平面布置上,一、二期胶带输送机夹角为 23° 。此时,原一期下部胶带机及-6m破碎站可拆除。

岩石系统:在露天采场东端帮+6m平台上,布置允许汽车和铁路同时翻卸的固定式旋回破碎站。破碎后的岩石经倾角为 $12^{\circ}36'55''$ 的斜井胶带机和地面转载站,运至东端贮岩仓内。然后,再用自卸汽车向东排弃场进行排弃。深部系统还将建设上盘胶带输送机、排土系统。

3.7.2.3 汽车公路-移动式破碎站-胶带输送机联合开拓

1. 概述

此工艺尚未广泛使用,且用于中硬矿岩的露天矿为数很少,当前只有美国的Sierrita铜钼矿使用。

此系统的破碎机原来多为低吨位的设备,主要用于石料工业(如采石场)以及冶金辅助原料(如石灰石)矿山等。

把移动式破碎机组安放在采矿、剥岩工作水平上,随采、剥工作面的推进和向下开采,用履带运输车将移动式破碎机组进行整体迁移。

移动式破碎机组有给料、破碎和卸料装置,由给料机、移动式破碎机组和胶带输送机,卸料三个独立部分所组成,把机器部件,分别运至采矿场内组装配套使用,以构成一个完整的运输系统。

其工艺流程是:采剥工作面爆破后,矿岩用挖掘机装入汽车,运至采场移动破碎站卸入给料装置,再进入破碎机系统进行粗碎,碎后的合格矿、岩装入胶带机运往选厂和排弃场。

采场内移动破碎机系统的主要部件如下:

1) 移动式破碎站

包括破碎机平台、控制塔(其中有破碎机润滑室、液压设备室、开关设备室、马达控制中心室)和液力碎石机、起重机等辅助设备。

破碎站的主要设备是破碎机,根据所需生产能力及块度选择设备型号,有颚式破碎机和旋回破碎机两种,一般大中型矿山用旋回破碎机。破碎机安装在钢结构平台上,其机座也是钢结构的。

移动式破碎站底座为三支点,不需做混凝土基础,工作稳定,震动小,不受爆破力的影响。

破碎机平台高度应 $\geq 3\text{m}$,以便安装排料胶带机、或板式给料机。

2) 给料机

给料机系统是由漏斗和给料机组成,它与破碎站分开。漏斗用钢板制作并采用抗磨蚀材料作钢板内衬。给料机采用板式的或胶带运输装置,给料机宽度应根据破碎机能力选取,一般为 $1.8\sim 3.1\text{m}$ 。

给料机由破碎站的电源供电。漏斗和给料机(带有电动机和驱动装置的整套设备)安装在一个钢架上,以便整体移置。

2. 主要优缺点

主要优点是破碎机组可拆成几个套件,用履带式运输车进行整体移动,随采场工作面的移动和向下开采,破碎系统跟着迁移,美国西雅里塔露天铜钼矿,用履带运输车迁移,

其周期（从停机到重新开机）为40小时。采用此系统，可缩短采场内汽车运距，减少汽车设备数量、降低矿石开采成本、提高生产能力（与固定式或半固定式破碎系统相比较）。

实例

美国SIERRITA铜铅矿用移动式破碎机系统代替了原来采用的半固定破碎机系统，于1982年12月投入正式运转，运行正常可靠。1983年的小时产量已超过该矿以前使用的半固定式破碎系统的历年水平。

用新系统之后，铲车比由1:7减为1:3，汽车循环时间从21.5分减为9.1分，汽车爬坡垂高减少150m，每吨矿岩的处理费可降低29美分。该矿计划再安装三套可移式破碎机系统，以取代原来使用的半固定式破碎机系统。

主要缺点是：设备体积庞大，重心高，破碎机架的震动较大，设备费用高（西雅里塔设备总投资包括移动式破碎机，胶带机，驱动站及履带运输车、吊车等设备近1400万美元）。

3. 采场内移动式破碎机系统的移置

露天采场向下延深一个阶段，移动式破碎机需要向下移置一次，西雅里塔铜铅矿移置一次约需48小时。移置前还需要作如下准备工作：

（1）沿移动式胶带机的轴线向下挖掘铺设胶带机的斜坡道，然后铺设机架和尾部滚筒；

（2）当下部阶段已形成可布置破碎机的空间时，应即着手调平三个柱脚区并进行测量；

（3）挖掘出布置板式给料机尾部的沟槽。

停机期间需完成如下工作：

（1）移走移动式胶带给料机、转载料槽、移动式转载站（一般情况下不必每次都移动）；

（2）移置胶带机的尾部滚筒；

（3）接长移动式胶带机，延伸到主胶带机的位置；

（4）接通外部电源后，给料胶带机可从破碎机下面自行到新位置；

（5）采用履带运输车，将移动式破碎机组和板式给料机等拖运到新位置，然后定位，重新接上电缆和仪表控制线路。当形成板式给料机的翻卸坑后，全系统即可在新的位置上恢复正常工作。

该矿采用移动破碎机组配合延伸胶带机新系统后，带来明显的经济效益。

3.7.2.4 汽车公路—地下固定破碎站—斜井胶带输送机联合开拓

此系统特点：露天采矿场用汽车公路运输，破碎站和胶带输送机都布置在地下硐室和井巷中。其工艺流程是：采场汽车—溜井—地下破碎站—斜井胶带机—地面胶带机—选厂或排弃场。

1) 适用条件

- （1）露天边帮未到位，正在开采中；
- （2）露天边帮虽到位，但其上须布设运输线路；
- （3）露天边帮岩性不稳固，有滑坡塌落的危险；
- （4）气候条件恶劣，多雨或严寒地区；
- （5）矿床有露天与地下联合开采的条件；

(6) 地下矿岩稳固, 有较好的工程地质和水文地质条件。井巷、硐室及溜井施工条件好。

2) 主要优缺点

主要优点:

(1) 采场内汽车运距短, 整个系统的运营费低;

(2) 破碎站固定在地下硐室中, 胶带输送机也在地下井巷中, 因此, 露天采场生产不受干扰和制约;

(3) 溜井能贮存矿石, 增加采、运之间的缓冲能力, 提高了采、运生产环节的作业率;

(4) 因露天矿边帮只保留辅助运输线路, 可使运输平台与清扫平台合并, 提高露天矿边帮角 $3^{\circ}\sim 5^{\circ}$, 减少剥岩量;

(5) 有利于采用地下排水方式, 有利于露天转地下开采。

主要缺点:

地下井巷、硐室及溜井工程量大, 施工复杂, 建设周期长, 投资大, 设备生产维修复杂, 作业条件差。

实例1: 墨西哥卡纳尼亚铜矿

该矿位于墨西哥北部的卡纳尼亚山脉中, 地处高原, 海拔为1600m。矿山有三个采区。

矿山规模: 矿石2.4~3万t/d; 废石12.6~18.7万t/d。该矿矿石系统用此联合开拓的半连续工艺, 而废石系统仍用汽车运输直排。

目前, 卡纳尼亚采区已开采结束, 其布置型式见图1-3-69。

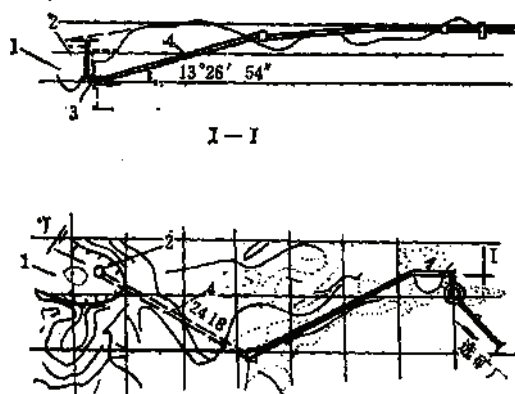


图 1-3-69 卡纳尼亚铜矿胶带开拓运输系统平、剖面布置图(生产资料)

1—卡纳尼亚铜矿露天采场; 2— $6.1\times 6.1\text{m}$ 溜矿井;
3—破碎机硐室; 4—胶带运输机斜井

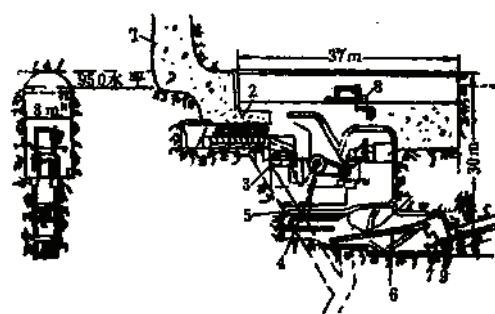


图 1-3-70 墨西哥卡纳尼亚铜矿破碎
机硐室断面图(生产资料)

1—矿石溜井; 2—3m宽板式给料放矿机; 3—粒位探测器;
4— $1675\times 2130\text{mm}$ 颚式破碎机; 5— 1524mm 宽板
式给矿机; 6—加速给矿胶带机; 7—斜井胶带输送机;
8— 37.5t 吊车; 9—金属探测器

该矿采用的半连续工艺流程为：采场内用自卸汽车将矿石翻卸到采场内一个断面为 $6.1 \times 6.1\text{m}^2$ 的溜矿井(2)内,经地下破碎站(3)破碎,通过布置在斜井内的胶带输送机(4)运至选矿厂。采场内溜矿井最初高度为152m,其高度随采场不断下降而消失。地下破碎站的布置见图1-3-70。

矿石进入溜矿井(1)后,经采用直流调速(范围:0.6~2.4m/s)的3m宽的板式给料机(2)放矿;矿石经筛孔为200~250mm、宽为2400mm的振动筛预先筛分,筛上物进入能力为1400t/h排矿粒度300~400mm的1675×2130mm型颚式破碎机(4),破碎后物料与筛下物混合经1524mm宽的板式给料机(5)及加速给料胶带机(6)给入斜井胶带机系统(7)。

实例2: 苏联ИНГУЛЕЙНИЙ露天铁矿

该矿位于苏联南部的克里沃罗格铁矿区,矿山分三期建设。

一期:年产原矿量1800万t,于1961年开始基建,1966年投产。采用公路-地下破碎站-斜井胶带机联合开拓运输系统,其工艺流程为:在-60m建地下破碎站(1),安装1台KKД-1500/180型旋回破碎机,破碎后物料经地下斜井及平巷(2)(包括424m长平巷及斜长467m、倾角为 16° 的斜井)内的胶带机和813m长的地面胶带机运往选矿厂(3)。共安装三条钢绳芯胶带机(带速3.15和2.5m/s,带宽1.6m和2m),该矿开拓运输系统布置见图1-3-71。

矿山扩建后二期能力达到3000万t/a。二期基建时间五年,从1967年~1972年,三期能力为3640万t/a,基建时间从1973年~1975年。

随矿山规模增加,二期新建西部斜井(5)。随采场延深,破碎站逐次下移至-120m、-180m、-270m和-330m等水平。

矿山剥离的岩石用汽车公路-机车铁路联合开拓运输系统。其流程为:自卸汽车→ВІРЗК型振动给料机→105t铁路自翻车组成的铁路列车外运至排弃场排弃。

我国移置式胶带机主要参数见表1-3-174,国外及国内钢绳芯胶带机应用实例见表1-3-175、-176。

我国移动胶带机主要参数

表 1-3-174

项 目	物 料 块 度		
	岩 石 350mm	油 页岩 50mm	煤 150mm
1	2	3	4
机 长(m)	800	1000	1310
带 宽(mm)	1200	1000	1200
带 速(m/s)	2.5	1.6	4.0
运 量(t/h)	1500	600	2000
一次延长长度(m)	12.5		
横移步距(m)	1.0	0.5	
驱动站行走速度(m/min)	5.5		
驱动站走行电机功率(kW)	2×60kW	独 拉	
驱动站胶带机功率(kW)	2×220	76+115	2×475
尾部张紧方式	自 动	半 自 动	
移设方式	320×0.735kW推土机	移 设 机	移 设 机
机重(t)	780		
设计单位	鞍钢设计院	北起所等	昆明设计院
制 造	沈 矿	上海运机厂	
使用地点	东鞍山矿	茂名矿	小龙潭矿

表 1-3-175

国外钢丝绳芯胶带机应用实例

序号	用户和机号	物料及块度 (mm)	机长 (m)	高差或倾角	带速 (m/min)	带宽 (mm)	运量 (t/h)	胶带规格	槽角	电机功率 (kW)	驱动系统直径 (mm)	托辊和间距	控制系统	备注	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
1	秘鲁马科纳	1B 铁矿 100	1308	34m	100	900	2000	ST-2220	30	3×200	头部双滚筒φ1300			西德克虏伯(Krupp)公司和日本NKK联合公司承建	
		1A 铁矿 100	5013	-73m	180	900	2000	ST-2220	30	5×200	头部和尾部双滚筒φ1300				
		2 铁矿 100	738	-140m	183	915	2000	ST-3000	25	3×224	尾部双滚筒φ1300				
		3 铁矿 100	614	-120m	183	915	2000	ST-3000	25	3×224	同上				
		4 铁矿 100	484	-119m	183	915	2000	ST-3000	25	3×224	同上				
		5 铁矿 100	735	-141m	183	915	2000	ST-3000	25	3×224	同上				
		6B 铁矿 100	4360	-185m	180	900	2000	ST-2220	30	3×200	头部双滚筒头部单滚筒φ1300 (衬垫)				
		7B 铁矿 100	2104	87m	180	900	2000	ST-2220	30	4×200	同上				
2	安哥拉卡松港铁矿	1A 铁矿 400	3750	102m	220	900	1500	ST-1250	30	4×132	头部双滚筒和尾部单滚筒驱动1000 (衬垫)			1.日本三菱 2.胶带采用了翻转弯	
		1B 铁矿 400	3285	48m	220	900	1500	ST-1250	30	4×132					
		10 铁矿 400	3085		220	900	1500	ST-1250	30	4×132					
3	美国Sierrita	1 铜铝矿	五台单机组成总长4800	最大倾角13°		1524	6500	ST-3150		9×1250 (HP)		上托辊间距1524mm 下托辊间距6098mm			
		2 度石	2400			1840	8000	ST-3150 ~ ST-1000		4×1500 (HP) 4×500 (HP)					
4	八幡钢铁厂(Yawata)	铁矿 350	430	5.3m	128	1800	3000	ST-950	5	1×150 1×200	φ1000 (衬垫)				
5	新里多尼亚煤矿	SD 铁矿 250	13136	23m	240	800	800	ST-2500	30	6×350	头部和尾部双滚筒驱动φ1200 (衬板)			1.电动拉紧装置 2.胶带采用了翻转弯	
		TP 同上	387	3.5m	210	1400	3100	ST-500	30	1×240	单滚筒φ630 (衬板)				
		T1 同上	102	11m	210	1400	3100	ST-500	30	1×240	同上				
		N2 同上	27	0	210	1400	3100	ST-500	30	1×75	同上				
6	希腊普托利马斯煤矿	煤	32条 胶带总长17500	单机最大高差50	312	1200 1600 1800		ST-1600 ST-2500	30	单机最大功率2150					

续表

序 号	用 户 和 机 号	物 料 及 块 度 (mm)	机 长 (m)	高 差 或 倾 角	带 速 (m/min)	带 宽 (mm)	运 量 (t/h)	胶 带 规 格	槽 角	电 机 功 率 (kW)	驱 动 系 统 和 驱 动 轴 直 径 (mm)	托 辊 和 间 距	控 制 系 统	备 注	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
7	意大利 Santa Barbara	铁矿到 高岩石	单机最大 3700	单机最大 37°	300	1400	3500	ST-2000		4×400	头部双液筒 尾部单液筒	托辊直径133mm 间距1080mm			联邦德国设计承制
8	联邦德国 特丹	矿 石	总 长 210000 单机最长 7000		288	1400	7200	ST-6300		30×5000		三辊槽式	9		联邦德国设计安装
9	利比亚 巴铁矿	No1 100 同上 No2 No3 No4	250 639 1148 960	-85mm -150mm -162mm -157mm	180 180 180 180	1200 1200 1200 1200	3600 3600 3600 3600	ST-4400 ST-4400 ST-4400 ST-4400	30 30 30 30	2×460 3×460 3×460 3×460	尾部双液筒 同上 同上 同上				联邦德国Krupp公司 承造
10	西班牙	磷 矿		-213mm	270	1000	2000	ST-3150		51×375	每台电机三个驱动 液筒, 5台电动机	三节串挂托辊 托辊直径 159mm 上托辊间距 234mm 三种下托辊间距 82mm			联邦德国设计安装
11	联邦德国 莱茵矿	褐 煤	3620		312	3600	48000	ST-10300		72000	尾部传动	五槽式间距15m			联邦德国设计安装
12	印度	矿 石	1416	-231mm	150	2100	2500			3×500	尾部传动				最大张力58197kg
13		铜 矿 山	1101	195mm	270	1050	3060	ST-3800		2×850	尾部传动				
14	日本 鸟形山	No4 矿 石 No6 矿 石 No7 矿 石	1801 7728 6093	226mm -82mm -23mm	260 260 260	900 900 900	1650 1650 1650			3×350 头部3×100 尾部1×350 同上	尾部传动 头部和尾部传动 同上				日本设计安装
15	日本	No1 石灰石 No2 同上 No4 同上 No6 同上	2118 2209 3205 3229	11mm 52mm -14mm -76mm	150 150 150 150	1000 1030 1000 1000	1200 1200 1200 1200			头部3 头部3×100 尾部2×100 头部4×100 尾部1×100 头部2×100 尾部1×100	头部和尾部传动 头部和尾部传动 同上				1.带空心轴的减速机 2.电动自动拉紧装置 3.胶带反转清扫装置
16	日本	铁矿250	1297	11.1mm	120	1200	1700	ST-1300	30	2×220					最大张力28704kg
17	日本	No1 350 同上 No2 同上 No4 同上 No6 同上	669 848 399 399	13mm 13mm 10.3mm 10.3mm	120 120 120 120	2300 2300 2300 2300	6500 6500 6500 6500	ST 1600 ST 1400 ST 1600 ST 1800	35 35 35 35	3×300 3×300 1×600 1×600	驱动轴 324(衬板) 同上 同上 同上				最大张力48150kg 最大张力40700kg 最大张力40100kg 最大张力40100kg
18	日本		716	132	1800	6500	ST 2500	37			驱动轴 6900				最大张力14607kg
19	日本	石灰石25	7713	-143mm	200	900	1080	ST 1200							

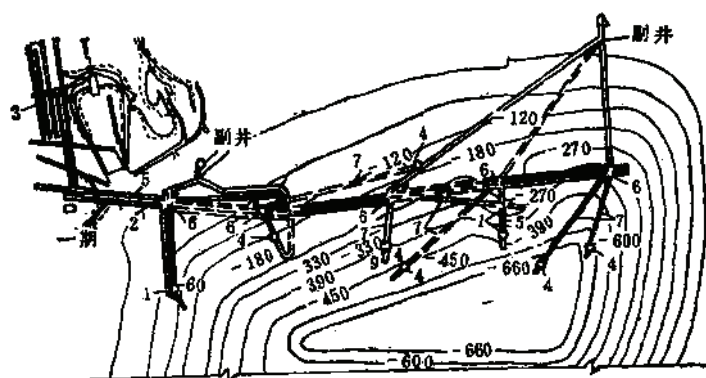


图 1-3-71 ИНГУЛЕЙКИЙ 采选公司露天铁矿公路-地下破碎站-斜井胶带机联合开拓运输系统布置示意图 (生产资料)

1—-60m水平地下破碎站; 2—东斜井; 3—选矿厂; 4—-120m水平 (或-180m、-270m、-330m、-390m、-450m、-660m) 破碎站; 5—西斜井; 6—转载站; 7—胶带机平滚; 1~3为一期工程, 4~7为二、三期工程

国内钢绳芯胶带机应用实例

表 1-3-178

使用单位	昆阳磷矿	昆阳磷矿	鞍钢大孤山铁矿	鞍钢大孤山铁矿	鞍钢大孤山铁矿
运输物料	磷矿石 $\gamma=1.75$	磷矿石 $\gamma=1.75$	岩石 $\gamma=1.73$	岩石 $\gamma=1.73$	矿石 $\gamma=2.26$
机长(m)	315	572	540	686	1153
倾角	-12°	-12°~8°	0~12°36'55"	0~12°36'	0~13°
运输量(t/h)	500	900	2170	2170	1287
带宽(mm)	800	800	1400	1400	1400
带速(m/s)	2	2.5	2.0	2.0	2.0
钢丝绳规格	$\phi 4.5$ 7×7×3×0.25	$\phi 4.5$ 7×7×3×0.25	$\phi 10.3$ 7×7×3×0.25	$\phi 10.3$ 7×7×3×0.25	$\phi 10.3$ 7×7×3×0.25
钢丝绳间距(mm)	17	10.5	17	17	17
上、下覆盖胶厚(mm)	4	4	8	8	8
接头方式	硫化接头	硫化接头	硫化	硫化	硫化
功率(kW)	55	115	475×3	475×3	475×3
胶带强度(N/cm)	530	1000	4000	4000	4000
驱动方式	单滚筒—单电机	单滚筒—单电机	2:1双滚筒	2:1双滚筒	2:1双滚筒 中部驱动
总重(t)	37.7	77.5	288	286	502
总投资(万元)	16	32			
投产时间			预计1986.6	预计1986.6	预计1986.9
设计单位	化工部矿山设计院	化工部矿山设计院	鞍钢矿山设计院	同左	同左
制造厂	上海起重运输机械厂	上海起重运输机械厂	唐山冶金机械厂	同左	唐山冶金机械厂

3.8 自溜-斜坡联合开拓运输

3.8.1 概述

自溜运输在中、小型露天矿山很少单独使用。通常与斜坡提升、自动卷扬提升、无

极绳运输等运输方式相配合,形成联合开拓运输系统。

3.8.1.1 自溜-斜坡卷扬提升联合开拓运输

在中、小型深凹露天矿,采场装车点至斜坡道下部车场采用自溜运输,再由斜坡道提升机提升至上部车场,矿车自溜运行到卸矿点。

斜坡道上、下部车场的重车线、空车线,可设计成不同标高,以弥补矿车因自溜运行而消失的位能高差,见图1-3-72。

3.8.1.2 自溜-自动卷扬联合开拓运输

当自溜运输线路遇到高差大、地形复杂、不适于展线、且采场标高高于卸矿点标高时,可采用自动卷扬与自溜运输相配合。矿车自溜运行所消失的高差,同样可由斜坡道的空、重车线的高差来弥补,见图1-3-73。

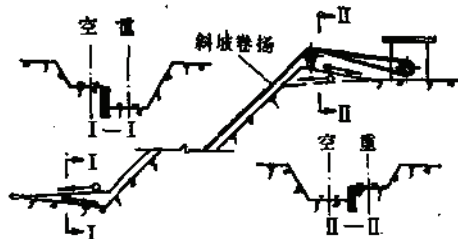


图 1-3-72 自溜-斜坡卷扬提升联合开拓运输

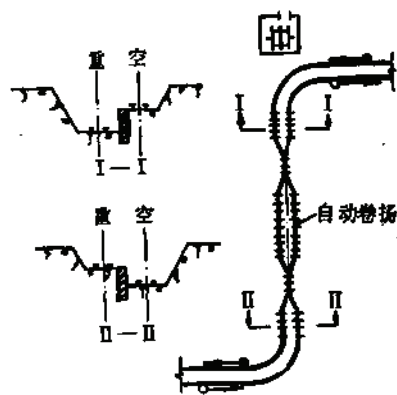


图 1-3-73 自溜-自动卷扬联合开拓运输

3.8.1.3 自溜-无极绳联合开拓运输

当自溜运输线路遇到其中某一段地形高差较大、运距较长,且不适于自溜运输时,可用无极绳运输与自溜运输的联合运输方式,见图1-3-74。

3.8.2 自溜运输线路的布置

自溜运输线路的平面布置形式基本上可分环行布置和往返布置两种。

3.8.2.1 环行布置

适用于运输距离较短,地形较平坦的场地。通常用于排弃场内(作为扇形扩展排弃)及采场内集中装矿点的移动线路上。环行布置的特点:线路道岔少,空车、重车向同一方向滑行,运行安全,便于管理;但装矿点多时,将造成装运互相干扰。环行布置见图1-3-75。

3.8.2.2 往返布置

适用于运输距离较长及各种地形条件。其空车线和重车线可相互平行布置,也可交叉布置。平行布线易于管理,交叉布置需设置跨线栈桥。往返布置形式见图1-3-76。

3.8.2.3 自溜运输线路的纵断面布置

自溜运输的纵断面布置,按线路的起点标高,可分为三种类型:

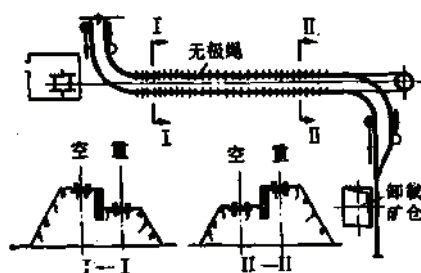


图 1-3-74 自溜-无极绳联合开拓运输

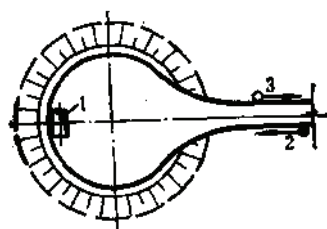


图 1-3-75 环行布置

1—卸载矿仓；2—重车线；3—空车线

1. 线路起点高于终点

这种地形最适宜采用自溜运输，因为它只对空车进行一次高度补偿，节省能耗。

2. 线路的起、终点在同一标高上

在这种情况下需要对空车、重车各进行一次高度补偿。

3. 线路的起点低于终点

这种地形条件，一般不适宜单独采用自溜运输。如果采用自溜运输与斜坡提升或无极绳运输联合运输方式则先将重矿车进行高度补偿而后自溜运行。

3.8.3 自溜运输的计算

3.8.3.1 基本公式

当矿车在斜坡道上自重的分力足以克服矿车运行所有阻力时，矿车才能向下坡方向自动滑行。矿车在斜坡道上滑行时力的分析见图1-3-77。

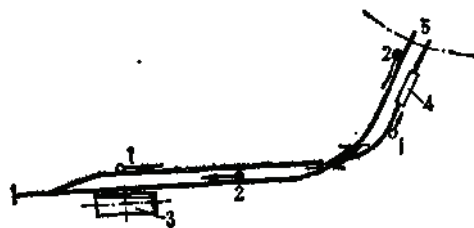


图 1-3-76 往返布置

1—空车线；2—重车线；3—卸载矿仓；4—爬车机；5—采场

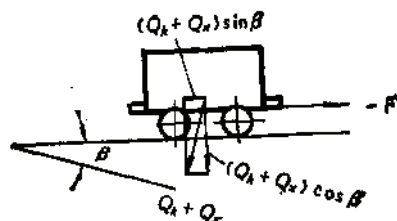


图 1-3-77 力的分析图

矿车下滑力按下式计算：

$$P = -F = (Q_k + Q_x)g(i - \omega) \quad (1-3-67)$$

式中 P ——矿车下滑力，N；

F ——矿车运行中各种阻力之和，N；

Q_k ——矿车自重，10N；

- Q_x ——矿车有效载重, 10N;
 i ——线路坡度, ‰;
 g ——重力加速度, m/s^2 ;
 ω ——滚动轴承的矿车基本阻力系数, 见表1-3-177。

矿车基本阻力系数 w

表 1-3-177

矿车容积 m^3	单个矿车		车组	
	重车 $W_{\text{重}}$	空车 $W_{\text{空}}$	重车 $W_{\text{重}}$	空车 $W_{\text{空}}$
0.5	0.007	0.009	0.009	0.011
0.7	0.008	0.008	0.008	0.010
1.2	0.005	0.007	0.007	0.009

- 注: 1. 轨面不洁时按上表值增加50%;
 2. 起动基本阻力按上表值增加30~50%;
 3. 滑动轴承的矿车阻力系数一般比滚动轴承的大30~50%。

当 $i = \omega$ 时, 矿车以等速运行;

当 $i > \omega$ 时, 矿车以加速运行;

当 $i < \omega$ 时, 矿车以减速运行;

矿车逆坡运行时, i 取负值。

加速度计算公式:

$$a = g'(i - \omega) \quad g' = g/k' \quad (1-3-68)$$

式中 g' ——考虑车轮滚动惯性影响的重力加速度, m/s^2 ;

k' ——矿车车轮旋转惯性系数,

重车 $k' = 1.03 \sim 1.05$,

空车 $k' = 1.07 \sim 1.10$ 。

3.8.3.2 自溜运行阻力计算

1. 坡道阻力损失

矿车上坡时, 产生坡道阻力损失; 矿车下坡时, 坡道则产生助力。矿车在坡道上的阻力系数等于坡道的千分率, 即 $\omega_p = i$ 。

坡道阻力损失:

$$h_p = iL_p \quad (1-3-69)$$

式中 h_p ——坡道阻力损失, m;

i ——线路坡度, 小数计; 上坡为“-”, 下坡为“+”;

L_p ——坡长, m。

2. 弯道阻力损失

弯道阻力系数: $\omega_s = k \frac{0.035}{\sqrt{R}}$

式中 k ——系数, 外轨抬高时 $k = 1$, 未抬高时 $k = 1.5$;

R ——弯道曲线半径, m。

3.8.4 自溜运输线路设计

3.8.4.1 确定线路平面布置形式的注意事项

线路平面布置应尽量减少重车运输距离,力求成直线布置。如有曲线段,应尽可能采用较大的曲线半径和较小的转向角。

长距离运输的区间线路,运行速度 $\geq 3.0\text{m/s}$ 弯道半径一般不宜小于 20m ,其转向角不宜大于 $30^\circ \sim 40^\circ$ 。

线路平面布置形式较多,布置应视地形条件和作业要求进行多方案比较,选择最优方案。

3.8.4.2 绘制线路平面布置图的步骤和参数选取

首先确定自溜线路的直线段、曲线段及曲线半径,再根据作业要求,确定道岔位置和道岔型号。

线路曲线半径应根据线路等级(即运量)、行车速度、地形等条件比较确定。几个主要参数的选取如下:

1. 线路最小曲线半径

线路最小曲线半径与矿车运行速度及矿车轴距密切相关。当自溜运行速度低于 1.5m/s 时,弯道曲线半径不得小于矿车轴距的7倍;速度大于 1.5m/s 时,弯道曲线半径不得小于矿车轴距的10倍。

线路最小曲线半径见表1-3-178。

最小曲线半径

表 1-3-178

矿车容积(m^3)	矿车轴距(mm)	运行速度(m/s)	最小曲线半径(m)
0.5	400~500	1.5	3.0
		1.5~2.5	4.0
		>2.5	5.0
0.7	500~600	1.5	3.5
		1.5~2.5	5.0
		>2.5	6.0
1.2	800	1.5	4.0
		1.5~2.5	5.0
		>2.5	6.0

2. 插入直线段要求

两段同向曲线相接时,应插入一直线段,其长度应大于通过车辆的最大轴距。二段反向曲线相接时,插入直线段为通过车辆最大轴距加上二倍鱼尾板长度。

3. 线路竖曲线半径

纵断面相邻的块段,以圆曲线型的竖曲线连接。竖曲线设置要求见表1-3-179。

移动线路可不设竖曲线。爬车机与上下轨道相接时,需设竖曲线过渡,上部构成凸曲线曲线半径不小于 5m ;下部构成凹曲线,曲线半径不小于 24m 。

4. 确定线路纵向坡度

线路竖曲线参数

表 1-3-179

线路等级	轨距(mm)	$\Delta i(\%)$	竖曲线半径(m)	竖曲线切线长(m)
Ⅰ级	600	≥ 9	100	计算求得
Ⅱ级	600	≥ 15	50	计算求得

注: Δi 为纵断面须设置圆形竖曲线的相邻二坡段的坡度代数差。

(1) 自溜线路纵向坡度的初步确定见表1-3-180。

自溜线路纵向坡度

表 1-3-180

运行区段	坡度	注 明
起动段	$(2.5 \sim 3)\omega$	
滑行段: 空车线 重车线	$\omega_h + (2 \sim 3)\%$ $\omega_{ch} + (1 \sim 1.5)\%$	ω_h 见表1-3-177 ω_{ch} 见表1-3-177
弯道段	$\omega + \omega_q$	$\omega_q = h \frac{0.035}{\sqrt{R}}$
道岔段	$(12 \sim 15)\%$	
滑行终点: 空车 重车	$(6 \sim 8)\%$ $(4 \sim 6)\%$	

(2) 按表1-3-181中公式, 计算自溜运行矿车速度等各种参数。

计算公式表

表 1-3-181

已知参数	未知参数	求解公式
L, v_p	i	$i = \frac{L}{v_p} = \frac{2L}{v_{ch} + v_m}$
ω_{ch}, L, i	v_m	$v_m = \sqrt{v_{ch}^2 + 2g'L(i - \omega_{ch})}$
v_m, L, i	v_{ch}	$v_{ch} = \sqrt{v_m^2 - 2g'L(i - \omega_{ch})}$
v_{ch}, v_m	i	$L = \frac{v_m^2 - v_{ch}^2}{2g'(i - \omega_{ch})}$
ω_{ch}, v_m, L	i	$i = \omega_{ch} + \frac{v_m^2 - v_{ch}^2}{2g'L}$
i, L	h	$h = iL$

注: 表内式中

i —运行时间; L —计算块段长度, m; v_p —平均速度, m/s; v_{ch} —初速度, m/s; v_m —末速度, m/s; i —坡度, 小数计, 上坡为“+”下坡为“-”; g' —考虑车轮滚动阻力的重力加速度, m/s²; h —计算坡起, 终点高差, m; $\omega_{ch} = \omega + \frac{h_0 + h_{0h} + h_f}{L}$ 折算阻力系数, 以小数计; $\omega, h_0, h_{0h}, h_f, i$ —同前。

(3) 按表1-3-182中数值, 检查各区段速度是否符合要求, 并调整线路的纵向坡度与坡长。

区段速度限值

表 1-3-182

运 行 区 段	速 度(m/s)
初速度	>0.6
短距离直线滑行	$1.0 \sim 2.5$
长距离直线滑行	≤ 3.0
长距离直线滑行有速度控制器	$4 \sim 5$
接近阻车器及卸载设备	$0.75 \sim 1.0$

3.8.5 自溜运输的辅助设施

3.8.5.1 爬车机

为了弥补矿车在线路上自动滑行所损失的高差, 在自溜运输线路的一定位置上, 设置爬车机。常用的爬车机有链式爬车机、钢绳爬车机两种。

1. 链式爬车机

目前, 国内使用的链式爬车机有构造简单强度大、重量轻、经久耐用、维修量小、加工制造容易等优点。因而, 圆环链式爬车机在国内得到了广泛的应用。圆环链式爬车机如图1-3-78。

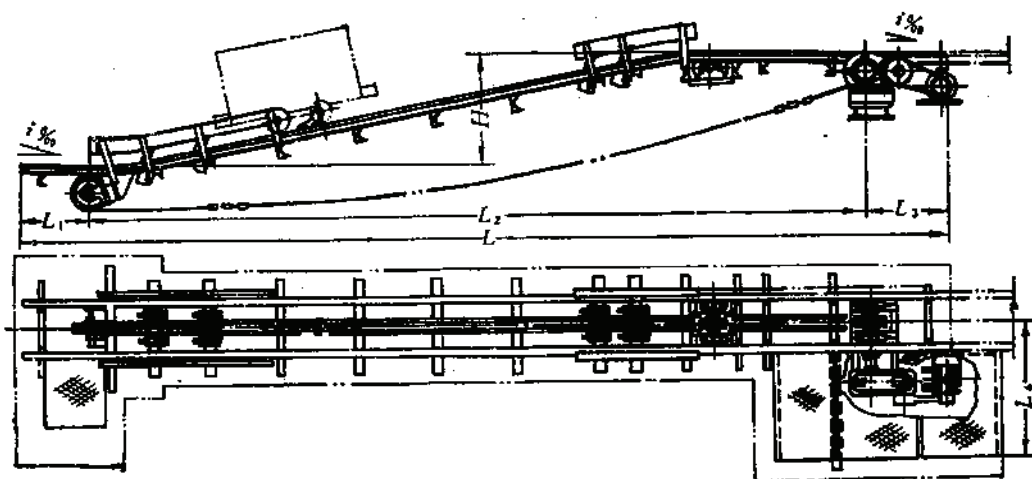


图 1-3-78 圆环链式爬车机

1) 爬车机能力计算

小时生产率计算: $Q_1 = n_1 Q_s$

(1-3-74)

式中 Q_1 ——爬车机小时生产率, t/h;

n_1 ——每小时经过链式爬车机的矿车数, 辆;

Q_s ——矿车有效载重, t。

在链式爬车机上矿车间距离

$$L_1 = \frac{3600}{n_1} v_1$$

(1-3-75)

式中 l_1 ——在链式爬车机上矿车间距, m;

v_1 ——链式爬车机链条速度, 一般为 $0.3 \sim 0.5 \text{ m/s}$;

n_1 ——同前。

矿车进入链式爬车机的不均衡系数, 一般取 1.5, 则链式爬车机上矿车的距离 l 应为:

$$l = l_1 / 1.5 \quad (1-3-76)$$

在链式爬车机上的矿车数

$$N_1 = L / l \quad (1-3-77)$$

式中 N_1 ——在链式爬车机上的矿车数, 辆;

L ——链式爬车机斜长, m;

l ——链式爬车机矿车间距, m。

N_1 值如为小数, 应取较大的整数值。

2) 爬车机运行阻力计算:

(1) 矿车运行阻力

爬车机一般设置在空车线上, 对空车线进行高度补偿, 其运行阻力:

$$W_1 = N_1 Q_k g (\sin \beta + \omega_{q1} \cos \beta) \quad (1-3-78)$$

当设置在重车线上时, 其运行阻力为:

$$W_1 = N_1 (Q_K + Q_X) g (\sin \beta + \omega_{q1} \cos \beta) \quad (1-3-79)$$

式中 W_1 ——在爬车机上矿车运行阻力, N;

N_1 、 Q_K 、 Q_X 、 g ——意义同前;

β ——爬车机倾角, 一般取 $\beta = 10^\circ \sim 15^\circ$;

ω_{q1} ——矿车起动阻力系数。

(2) 链条运行阻力

$$W_2 = q L_2 g \omega'_1 \quad (1-3-80)$$

式中 W_2 ——链条运行阻力, N;

q ——单位长度链条重量, kg/m;

L_2 ——链条长度, m;

ω'_1 ——链条运行阻力系数;

$$\omega'_1 = \frac{2k + \varphi d}{D}$$

k ——链条上小滑轮滚动摩擦系数, $k = 0.5$;

φ ——小滑动轴承的摩擦系数, 普通轴承 $\varphi = 0.25$;

d ——小滑轮轴的直径, mm;

D ——小滑轮直径, mm。

链条运转时产生的附加阻力, 如图 1-3-79。

$$W_3 = 2PW'_1 \quad (1-3-81)$$

$$P = \frac{W_1 h}{t}$$

式中 W_1 ——在爬车机上矿车运行的阻力, N;

h ——由滑轮中心到爬爪和矿车接触点间的距离, mm;

t ——爬爪小车轴距, mm。

(3) 爬车机运行阻力

$$W_0 = K(W_1 + W_2 + W_3) \quad (1-3-82)$$

式中 W_0 ——爬车机运行总阻力, N;

W_1, W_2, W_3 ——同前;

K ——链轮上和曲线段的损失系数, 一般取 1.1~1.2。

3) 电动机功率计算

$$N = \frac{W_0 v_1}{102 g \eta} \quad (1-3-83)$$

式中 N ——计算电动机功率, kW;

W_0 ——爬车机运行总阻力, N;

v_1 ——爬车机链条速度, m/s;

η ——传动机械效率, 一般取 0.75。

2 钢绳爬车机

钢绳爬车机结构简单, 制造维护都很方便, 但由于钢绳在卷筒上作缠绕转动, 爬车作往复运动, 一个往返只能爬一个矿车, 因而, 生产效率低。设两个爬矿小车的往复钢绳推车机, 可提高生产效率一倍, 如图 1-3-80。

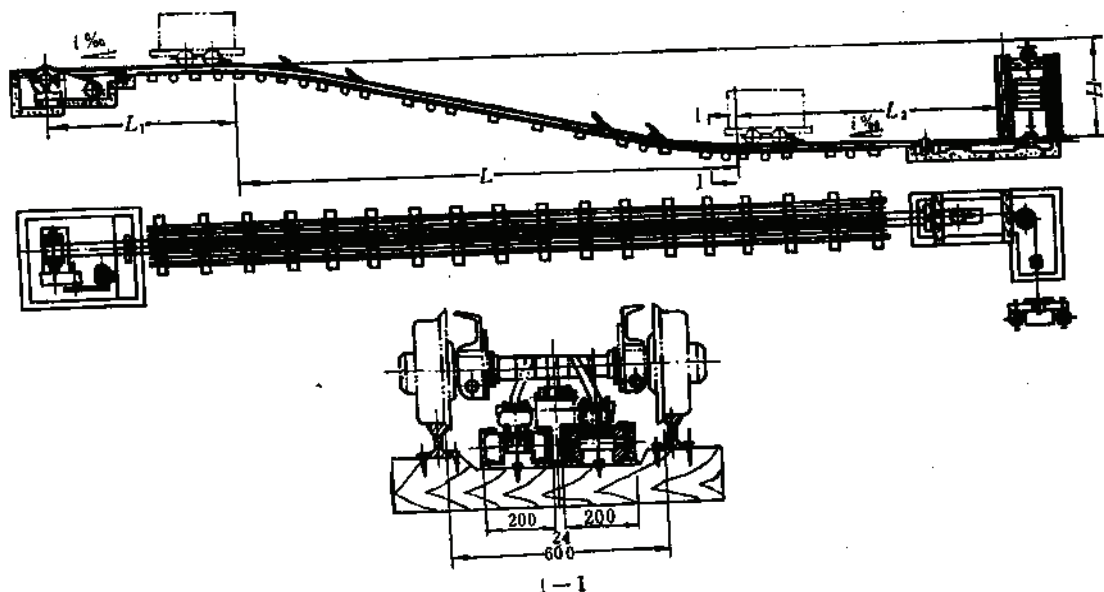


图 1-3-80 往复钢绳爬车机

1) 爬车机能力计算

$$Q_1 = \frac{3600 v_1}{2L} Q_s C \quad (1-3-84)$$

式中 Q_1 ——小时生产率, t/h;

V_2 ——钢绳爬车机爬车速度, m/s; 一般取0.5~1.0;

Q_2 ——矿车有效载重, t;

L ——爬车机斜长, m;

C ——工作时间利用系数, 人工操作一般取0.85。

2) 爬车机运行阻力计算

(1) 矿车运行阻力

爬车机一般设置在空车线上, 对空车进行高度补偿, 其运行阻力为,

$$W_1 = Q_k g (\sin\beta + \omega_{ti} \cos\beta) \quad (1-3-85)$$

当设置在重车线上时, 其运行阻力为,

$$W_1 = (Q_k + Q_2) g (\sin\beta + \omega_{ti} \cos\beta) \quad (1-3-86)$$

式中 W_1 ——在爬车机上矿车运行阻力, N;

$Q_k, Q_2, g, \beta, \omega_{ti}$ ——同前。

(2) 钢绳运转阻力

$$W_2 = q L'_1 g (\sin\beta + \omega'_1 \cos\beta) \quad (1-3-87)$$

式中 W_2 ——钢绳运行阻力, N;

L'_1 ——提升钢绳长度, m;

q ——钢绳单位长度重量, kg/m;

β ——爬车机倾角, 一般取 $10^\circ \sim 15^\circ$;

ω'_1 ——钢绳在枕木上拖曳时的阻力系数取0.4~0.6。

爬爪小车的滚轮对滑槽翻转力矩所引起的附加阻力。

$$W_3 = P \omega'_2 \quad (1-3-88)$$

式中 W_3 ——附加阻力, N;

$$P = \frac{W_1 h}{t} \quad \text{爬爪小车的滚轮对滑槽的压力, N;}$$

h ——小轮中心到爬爪和矿车接触点间的距离, mm;

t ——爬爪小车轴距, mm;

$$\omega'_2 = \frac{2K + \varphi d}{D} \quad \text{爬爪小车轮阻力系数;}$$

K ——小轮与滑槽的摩擦阻力系数;

φ ——爬爪小轮与轮轴的摩擦系数;

d ——爬爪小轮的轴径, mm;

D ——小轮的直径, mm。

(3) 爬车机运行阻力

$$W_0 = K(W_1 + W_2 + W_3) \quad (1-3-89)$$

式中 W_0 ——爬车机运行阻力和, N;

W_1, W_2, W_3 ——同前;

K ——卷筒上和曲线段的损失系数, 一般取1.05~1.1。

3) 电动机功率计算

$$N = \frac{W_0 v_z}{102 g \eta} \quad (1-3-90)$$

式中 N ——计算电动机功率, kW;
 W_0 ——爬车机运行总阻力, N;
 v_z ——爬车机钢绳速度, m/s;
 η ——传动机械效率, 一般取0.75。

3.8.5.2 减速器

由于线路、气候等因素的变化, 矿车的行车阻力将随之改变, 欲使矿车在线路上的行车速度不超过设计值, 必须在线路上设置减速装置。一般情况下, 减速器设置在空车线、重车线接近终点的位置上。通常使用的减速器有: 制动矿车轴, 如图1-3-81; 制动车轮如图1-3-82。这两种减速器不需操纵, 只要在安装时作必要的调整, 即可对矿车起到减速作用。

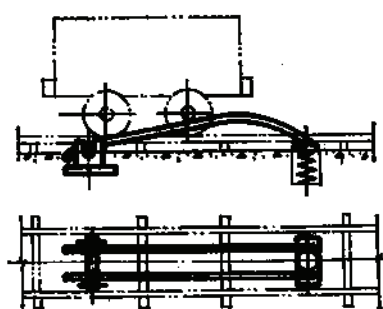


图 1-3-81 制动矿车轴

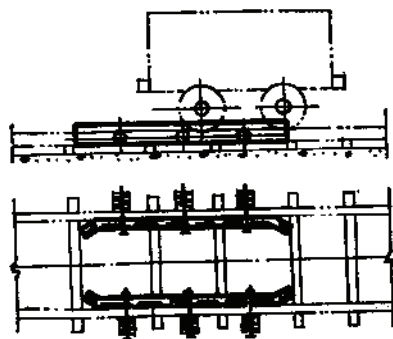


图 1-3-82 制动轮缘

3.8.5.3. 挡车器

自溜运输在与斜坡卷扬、无极绳卷扬等配合使用时, 其上部车场, 一般也设有坡度。为防止矿车冲出车场溜入卷扬道, 造成跑车事故, 必须在矿车摘挂钩处设置挡车器, 如图1-3-83。

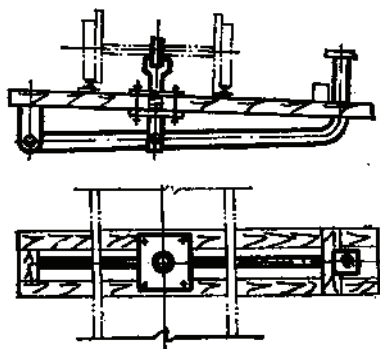


图 1-3-83 挡车器

3.8.6 线路上部建筑、路基宽度、线路最小间距

3.8.6.1 线路上部建筑

轨距：通常采用600mm。

钢轨类型：通常采用11、15、18kg/m。

轨枕：推荐选用600mm轨距钢筋混凝土轨枕；木轨枕断面为100mm×80mm(宽×高)，长度1.2m。每公里轨枕数1200~1400根。

道碴厚度：100~150mm。

3.8.6.2 路基宽度

普通土路基，宽度为2.8m；

岩石、碎石、砾石路基，宽度为2.6m；

在需要人工操纵地段，路基宽度应另加0.7~1.0m。

3.8.6.3 线路最小间距

按矿车宽度加0.7m，如线间需设其他建构筑物时，应另加其宽度。

3.8.7 运输能力及矿车数量计算

3.8.7.1 运输能力计算

$$Q_1 \leq \frac{3600 v_p Q_x}{L_j} \quad (1-3-91)$$

式中 Q_1 ——小时运输量，t/h；

v_p ——矿车滑行的平均速度，m/s；

Q_x ——矿车有效载重，t；

L_j ——矿车滑行间隔距离，m；

当 $v < 1.5$ m/s 时， $L_j = 10 \sim 20$ m；

当 $v > 1.5$ m/s 时， $L_j = 20 \sim 30$ m (折返线上应加上会让长度)。

3.8.7.2 矿车数量计算

1 运行矿车数

$$n_y = \frac{K_1 Q_b \Sigma t}{480 K_2 Q_x} \quad (1-3-92)$$

式中 n_y ——运行矿车数，辆；

K_1 ——运输不平衡系数， $K_1 = 1.15 \sim 1.20$ ；

K_2 ——时间利用系数， $K_2 = 0.8$ ；

Q_b ——每班运量，t；

Q_x ——矿车有效载重，t；

Σt ——每辆矿车循环一次时间，min；

$$\Sigma t = t_{zh} + t_y + t_x + t_d$$

t_{zh} ——装车时间，min，见表1-3-183；

t_y ——矿车运行时间

$$t_y = t_h + t_p$$

装 车 时 间 表

表 1-3-183

装车方式	矿车容积(m ³)	装 车 时 间	
		块度<150mm	块度>150mm
气、电动闸门	1.2以下	50	60
手动闸门	0.5	60	70
	0.7	80	90
	1.2	90	100
0.25m ³ 挖掘机	0.5	50	50
	0.7	75	75
	1.2	100	100
0.5m ³ 挖掘机	0.5	25	25
	0.7	50	50
	1.2	75	75

t_h ——矿车滑行时间, min;

t_p ——爬车机运送每辆矿车的时间, min;

t_x ——卸车时间, min; 见表1-3-184。

t_d ——等待时间、min。指装车等待, 爬车机前等待时间。一般装车前等待时间为装车时间的一半, 爬车机前等待时间见表1-3-184。

卸车时间及等车时间表

表 1-3-184

矿车型式	矿车容积 (m ³)	卸 矿 方 式			备 注
		翻 笼	翻 车 架	人力翻车	
翻 斗 式	0.5	—	—	50	包括10米以内调车时间
	0.7	—	—	50	
固定车厢式	0.5	50	30	—	
	0.7	50	30	—	
	1.2	50	30	—	
爬车机型式		等待时间min			
链式爬车机		0.5			
钢绳往复式爬车机		2.0			
卷扬机		2~4			

2. 矿车总数

$$N_s = k_b n_y \quad (1-3-93)$$

式中 N_s ——矿车总数, 辆;

n_y ——运行矿车数, 辆;

k_b ——矿车备用系数, $k_b = 1.2 \sim 1.25$ 。

3.3.8 自溜运行主要经济参考指标

当自溜运输采用600mm轨距、15kg/m钢轨线路, 以及铁路建造条件一般时, 其基建投资参考指标见表1-3-185。

基建投资参考指标

表 1-3-185

每米综合投资指标(元)	203	140	119	108	102	98
基建投资(万元)	4.05	5.59	7.12	8.68	10.19	11.73
空车返回距离(m)	2100	~200	~300	~400	~500	~600
重车运输距离(m)	100	200	300	400	500	600

注:投资内容包括线路土石方、铺轨、铺碴、铺设道岔、爬车机制造及安装、平整清理线路、调整轨距等。

自溜运输的经营费用,主要是线路、车辆、爬车机等设施的维修折旧、爬车机的能耗及工作人员工资等。经营费一般为每吨公里0.1~0.15元,(运距大、运量小的取上限,反之取下限)。当运量、运距相同时,自溜运输比其他运输方式经济。

3.9 联合运输的转载设施

3.9.1 概 述

转载设施是运输系统中的一个组成部分,用以衔接两种不同的运输方式。

转载本身增加了运输环节,增加了运输转载设备、设施和场地开挖等工程费用,提高了运输成本。因此,转载设施应经技术经济比较之后,有明显优越性时才能采用。

我国在五十年代建设的大、中型露天矿,上部和中部多用准轨铁路开拓运输,而深部多用汽车运输。这些露天矿的深部开拓运输,采场内用汽车,在采场外或采场内采空区设置矿、岩转载站(有矿仓式和露天堆场式两种方式),将矿岩转载入准轨矿车运往破碎厂和剥离物排弃场。近二十多年来,武钢大冶东露天采场,攀矿朱家包包铁矿、海南铁矿、首钢水厂、大石河铁矿等大型露天矿,都设置了矿、岩转载站。

转载设施包括装、卸物料的机械设备,贮存物料的构筑物(如矿仓和堆场)和场地。

装卸物料的机械设备有单斗挖掘机,推土机,前端式装载机,轮斗装载机等。

构筑物有转载站台和装载矿仓、溜槽等。

转载站的型式可分为下列三类:

(1) 汽车——铁路联合运输的转载站

这类转载站,按其转载方式可分为:站台直接转载、矿仓转载和地面倒装站的机械转载三种型式。

站台直接转载的优点是不需要转载设施,直接利用重力,由一种运输设备直接倒入另一种运输设备;但两种运输设备要互相等待,只适用于小型矿山。

矿仓转载的主要优点是利用重力转载,不需要用机械设备对物料进行倒装,经营费用较低;但矿仓转载站的设施及矿仓尺寸,一般较庞大笨重,投资较大。

机械转载的主要优点是转载站投资小,只设露天堆场,不需要建筑矿仓。其主要缺点是要配备专门进行物料倒装工作的挖掘机等设备,增加二次倒装费用,因此,其经费较高。

(2) 汽车——胶带机联合运输的转载站

这类转载站适用大型和特大型露天矿,一般包括筛分设施、破碎机、缓冲料仓和底

部的给料设施、检修设备的大型起重机等以及供汽车卸载作业用的卸矿平台。

这类转载站(或称破碎站)是半连续工艺的主要组成部分,其主要优点是:利用重力、机械化程度高、经营费用较低。其主要缺点是设备笨重,基本上采用地面破碎厂的重型设备;转载平台尺寸较大,建构筑物工程量大、投资大。因此只适用于大型或特大型露天矿。使用这类转载站的矿山有苏联的卡吉尔采选公司和我国的德兴铜矿等,参见本章3.9中的实例5~7。

(3) 胶带机-铁路联合运输的转载站

适用于选厂或排弃场距露天采场较远,且有有利地形可铺设铁路线路用列车运送物料的矿山。这类转载站,必须设置容量较大的中间贮料仓,以保证在没有铁路列车装车外运时可容纳胶带输送机连续运送1.5~2小时的卸载量。在料仓底部装备有若干台振动给料机或板式给料机,以便将矿岩装车外运。铁路线路的布置有单线和双线两种型式。选择那种型式,主要取决于外运生产能力。

苏联卡吉尔采选公司和我国德兴铜矿等矿山采用这类转载站。参见本章3.9中的实例7、实例8。

3.9.2 站台直接转载

3.9.2.1 汽车-铁路直接转载

汽车在倒装站台的上面向下面铁路车辆直接卸料(矿石或岩石),其优点是不需要其他机械设备倒装,转载简便可靠。但此方式的严重缺点是汽车、车辆要互相等待,影响和降低了运输效率和设备周转率,且在直接转载过程中,容易损坏车辆和出现漏撒物料于铁路上,增加清理物料的人力和设备,影响运输能力。站台直接转载一般只适用于转载量不大的小型露天矿。当汽车载重量大于20t时,不宜使用站台直接转载。

3.9.2.2 汽车-箕斗直接转载

用自卸汽车将矿岩物料直接向箕斗卸载,这种卸载方式无需设贮存物料的箕斗矿仓,但汽车与箕斗要互相等待,影响了汽车和箕斗的生产能力,增加了汽车设备数量。

但是对于运量不大的矿山,或在特殊情况下也可采用,例如当深凹露天矿开采至最后一两个水平,箕斗道不再延深时,可用此简易方式直接转载,一般设计不推荐此方式。

大宝山铁矿的斜坡箕斗提升,原设计矿仓容量为80m³,来自露天采场的自卸汽车(载重12~27t)将矿岩卸入矿仓,再通过矿仓下口的指状闸门,装入18m³后卸式箕斗(载重25t)在生产中由于闸门失控,只好改用由汽车直接卸矿石入箕斗中。虽然此方式也可以使用,但其严重缺点是大块矿石砸坏箕斗,影响箕斗提升能力。

3.9.2.3 转载站台位置选择

选择转载站台位置,应注意如下两个因素:

- (1) 应尽量减少自卸汽车运距,一般运距不超过0.7~1.5km。
- (2) 转载站台应设置于靠近露天采场或场内采空区。

3.9.2.4 转载站台的型式和有关尺寸

转载站台有单侧和双侧卸料转载两种型式。单侧卸料转载占用场地较少,但能力较小,而双侧卸料转载则占用场地较多,能力较大。

站台墙可采用浆砌砖、石结构或钢筋混凝土装配结构。站台帽和车挡宜采用钢筋混凝土

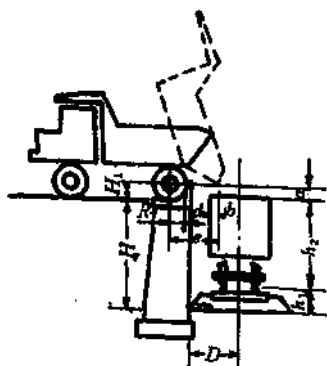


图 1-3-84 转载站主要尺寸图

土结构。

站台有关尺寸应根据所采用的自卸汽车和铁路车辆类型加以确定。并保证行车作业安全

(1) 站台高度 H 可按下式计算。

$$H = h_1 + h_2 + a - H_1 \quad (1-3-94)$$

式中 H ——站台高度, m;

h_1 ——铁路轨道高度, m;

h_2 ——矿车高度, m;

a ——间隙, 可取 0.3 m 左右;

H_1 ——汽车车箱举升后离地最小距离, m。

(2) 铁路中心线与站台外缘最小间距 D 参见图 1-3-83。

站台最外缘与矿车车帮外缘的距离, 一般不应小于 0.25~0.3 m, 即

$$l - (R + d + b) > 0.25 \sim 0.3$$

汽车卸载时应使矿岩不撒出车箱外, 并尽可能使矿车不偏载。其间距 D 按下式计算:

$$D = l + \frac{B_1}{2} - (R + d + b) \quad (1-3-95)$$

式中 D ——站台最外缘至铁路中心距离, m

b ——汽车举升后从车箱末端至后桥距离, m;

R ——汽车车轮半径, m;

d ——汽车车挡厚度, m;

B_1 ——矿车车箱宽, m。

(3) 站台平台宽度 B

可参照表 1-3-186 计算确定。

(4) 站台长度 l 按下式计算:

$$l = n l_1 + c \quad (1-3-96)$$

式中 n ——车辆数(辆), 当无调车设备时, n 应为列车中的车辆数; 当有机车调车时, n 可为列车中的一部分车辆数;

l_1 ——车辆长度, m;

c ——附加长度, 一般可取 5 m。

3.9.3 矿 仓 转 载

矿仓转载是露天矿联合开拓运输的一种转载型式, 其优点是不需要转载机械设备。装卸速度比堆矿场挖掘机装矿要快, 因而提高了运输车辆的周转率和装车站的生产能力, 其缺点是开挖及建筑费用高, 施工时间长, 技术上较复杂。

3.9.3.1 汽车-准轨铁路的转载矿仓

1. 矿仓位置

选择矿仓位置的原则是:

(1) 矿仓位置一般选择在露天采矿场的外面, 比较靠近采场;

(2) 使汽车运距尽可能缩短;

(3) 使准轨铁路的运输有较好的线路技术条件, 如尽量采用为顺向运行而不是反向运行;

(4) 考虑与破碎设施一起设置的可能性和合理性;

(5) 考虑矿仓应有较长的服务年限;

(6) 对多矿区的矿山, 如集中建地面转载矿仓, 则应考虑矿仓位置适中;

(7) 应充分利用地形建造矿仓及选择矿仓型式。

2. 矿仓型式和布置

1) 矿仓型式

在山坡坡脚应设置斜坡式矿仓, 其底部坡度一般为 $50^{\circ} \sim 55^{\circ}$ 。高架式矿仓如地形条件允许则可紧靠山坡坡脚设置, 也可在平地设置。准轨车辆在矿仓下面正面装车。汽车在矿仓上部卸车平台的一侧卸车, 窄轨运输也可在矿仓顶部铺设线路设置卸车栈桥进行卸车。

半地下式的矿仓如图1-3-85所示, 应根据地形选择隧道位置进行设置。准轨车辆在洞内装车。汽车在矿仓顶部一侧或两侧卸车。

2) 卸矿平台宽度

汽车卸矿平台宽度参照表1-3-186计算确定。



图 1-3-85 半地下式矿仓
1—卸车平台; 2—矿仓; 3—铁路轨道

汽车卸车平台宽度

表 1-3-186

转载形式	图 例	计 算 公 式	符 号
(1) 单侧转载左侧进车		$B = R + 2S + b$	B —转载平台宽度, m; S —汽车轴距加停车游动范围, 前后可各加1~2m
(2) 单侧转载右侧进车		$B = R + S + b$	R —汽车回转半径, m b —汽车一侧平台附加宽度, 一般可取3m
(3) 双侧转载右侧进车		$B = 2R + 2S$	

3) 对矿仓设计的要求

矿仓有效容积一般应满足一个班产量的需要;

矿仓长度在无调车作业时, 应满足整列车装车长度; 有调车机调车作业时, 可适当缩短;

一个车位长度的矿仓有效容积应不少于一辆矿车的装车容量;

矿仓的闸门位置应与装车长度相配合。闸门设施的高度一般应允许机车通过。高架式和半地下式矿仓, 如机车不需要通过时, 则可降低高度, 以节省工程量。

3.9.3.2 汽车或窄轨-斜坡箕斗的转载栈桥

1. 斜坡箕斗转载栈桥位置

斜坡箕斗转载栈桥,布置在箕斗道上,一般每2~4个阶段水平设置1个箕斗转载栈桥。

2. 栈桥卸载方式

斜坡箕斗的转载栈桥,以卸矿方式分类,有侧面卸矿(双侧、单侧),正面卸矿两类,侧面卸矿栈桥适用于汽车卸矿,正面卸矿栈桥既适用汽车又适用于铁路矿车卸矿。一个汽车卸载栈桥只能服务于一个生产水平。现将各类栈桥布置形式、特点及使用实例列于表1-3-187。

栈桥布置形式、特点及实例

表 1-3-187

序号	布置形式	特点	使用实例
1	2	3	4
1	双侧卸矿	汽车在栈桥外调车,在栈桥两侧卸矿,故栈桥较低较窄且箕斗有缓冲斜面,矿石落差低,双箕斗冲击较小	峨口铁矿 图1-3-86
2	单侧卸矿	两个卸矿点不是平行布置而是错开布置,汽车不通过栈桥,而共用一个调车场,故卸矿调车时间短但桥面宽度增加。	昆明水泥厂
3	正面卸矿	汽车在栈桥上调车时间长,且桥面宽,箕斗正面卸矿,漏斗无缓冲斜面,矿石落差大,容易碰坏漏斗和箕斗。	潮县水泥厂

3. 栈桥矿仓形式

1) 漏斗式栈桥

只设两个通过式漏斗,汽车卸出的矿物通过漏斗只起导向和缓冲作用而不能贮矿。大多数汽车-箕斗联合运输的栈桥及铁路-箕斗联合运输的栈桥,属此类型。这种栈桥的高度低、设施少、投资省。

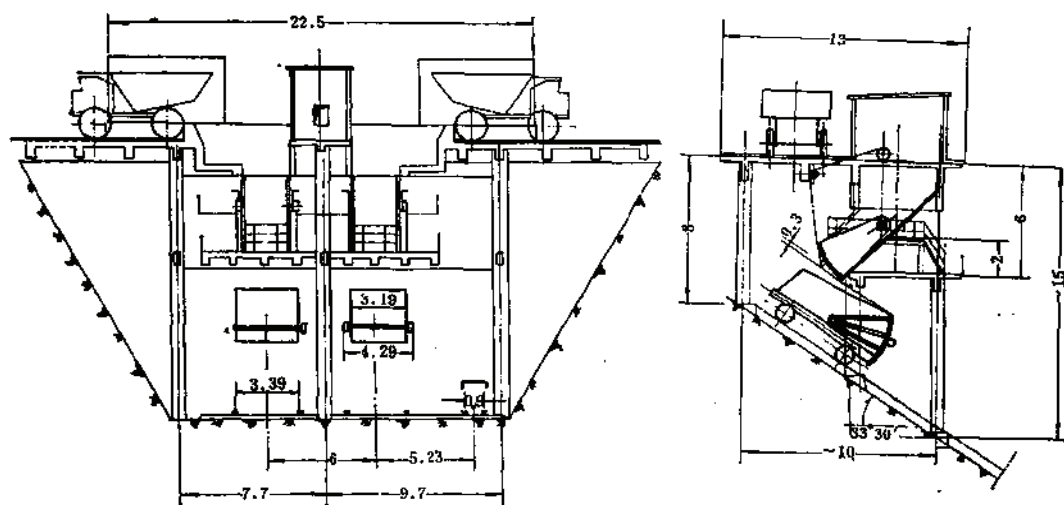


图 1-3-86 峨口铁矿双侧卸矿栈桥 (生产资料)

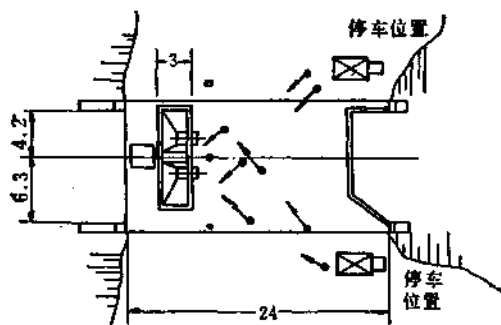
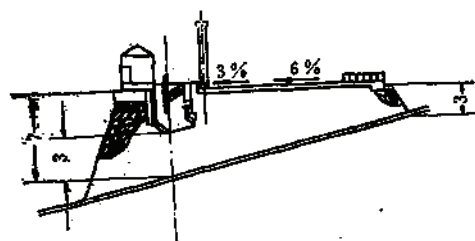


图 1-3-87 颍县水泥厂正面卸矿栈桥 (生产资料)

2) 浅仓式栈桥

由于汽车与箕斗的载重量不等,需一车以上装满一箕斗,为了减少箕斗装矿时间,达到一次装满的目的,一般将漏斗增设闸门,使漏斗容量与箕斗容量相等。它与漏斗式栈桥比较,栈桥增高不多,并增加两台放矿闸门及其控制设备。

3) 深仓式栈桥:在铁路-箕斗联合运输中,矿车载重量大于箕斗载重量或列车又需一次卸完时,就需深仓式栈桥。同样在汽车-箕斗联合运输中为减少汽车与箕斗间的互相干

扰,改善运输的不均衡系数,在汽车与箕斗间增设缓冲环节而采用深仓式栈桥。这种栈桥需放矿闸门或计量装置,因而增加栈桥高度及其辅助设施,工程量大。当矿石块度大时,闸门很难控制矿流,或当露天矿含泥量大时,矿仓易于堵塞,故此方式很少采用。四川金河磷矿曾采用深仓式栈桥。

4. 栈桥结构

1) 钢筋混凝土栈桥

整个栈桥主要用钢筋混凝土建成,并在矿仓及漏斗内加衬钢轨或锰钢板,以抗冲击,耐磨损,国内金属矿山大多采用这种结构。

2) 钢结构栈桥

其桥梁、桥柱及矿仓漏斗等均采用钢结构,这种栈桥钢材耗量大,其仓体及漏斗易被大块矿物冲砸变形,耀县水泥厂的斜坡箕斗曾采用过钢结构栈桥,后由于冲砸变形而改为钢筋混凝土结构。

5. 设计转载栈桥的注意事项

(1) 对通过式漏斗,必须起到缓和冲击和减少落差的作用,因此矿物进入漏斗口后应在漏斗中转向倒入箕斗;

(2) 矿物在漏斗通过时,其断面不应变小;

(3) 对于块度较大的矿物,其漏斗口短边长度应为最大块度的两倍;

(4) 漏斗出口应向斜坡道上端倾斜,以减少装矿时大块矿石冲击箕斗;

(5) 栈桥漏斗及矿仓采用钢筋混凝土结构时其内部应铺设可更换的衬板或钢轨;

(6) 为减少矿物对漏斗、箕斗的冲击,在漏斗口悬挂缓冲链条;

(7) 在转载栈桥上设汽车调度室,以调度汽车卸矿。在转载栈桥下部设信号房,观察箕斗停车位置及装矿情况;

(8) 栈桥上还应设处理漏斗卡矿的起重吊架;

(9) 为使汽车倒车停位准确,应设停车挡轮墩,墩高为汽车轮高的三分之二;

(10) 设计所需全线栈桥应一次同时施工完毕,分阶段施工将影响生产,并带来不安全因素。

部分转载栈桥主要数据列于表1-3-188中。

3.9.4 机械转载

机械转载具有劳动条件好,设备效率高,技术上可靠,机动灵活,施工简单等优点。因此,机械转载的用途广泛,一般适用于转载贮量大,贮存周期较长的料场(料仓)。矿山企业广泛用于各种原料及排弃场(仓)的转载工作。

3.9.4.1 原矿和剥离物转载站

在采用公路——铁路联合开拓的大中型露天矿中经常采用这种方式。采场内和采场深部用公路运输。在采场内、外设置矿、岩转载站,用挖掘机进行二次倒装,将矿、岩装入机车车辆,运往破碎站或排弃场。

3.9.4.2 转载站布置型式

转载站如果设置在露天采矿场的已采空区内,则可利用已有阶段高差的有利地形进行布置。如场地宽度不够,可利用采场剥离物回填一定高度之后再作转载站。如大冶东露天

部分转载栈桥主要数据表

表 1-3-188

项 目	大宝山 铁 矿	峨口铁矿	耀 县 水泥厂	昆 明 水泥厂	广 西 水泥厂	湘 乡 水泥厂	南京白云 石灰石矿	抚顺露天 矿西大卷
1	2	3	4	5	6	7	8	9
栈桥型式	通 过	通 过	通 过	通 过	通 过	通 过	通 过	通 过
运输方式	汽车—箕斗						铁路—箕斗	
提升方式	下 放	下 放	下 放	下 放	下 放	下 放	下 放	提 升
栈桥位置	采场内	采场外	采场内	采场内	采场外	采场外	采场外	下盘边帮
来车卸车方向	双侧来车 双侧卸车	单侧来车 双侧卸车	双侧来车 正面卸车	双侧来车 双侧卸车	同 左	单车来车 双侧卸车	单侧来车 正面卸车	同 左
闸门型式	汽动链锤 活溜槽	电动扇形	—	—	—	—	—	电动扇形
矿仓型式	浅 仓	浅 仓	漏 斗	漏 斗	漏 斗	漏 斗	漏 斗	浅 仓
栈桥结构	钢筋混凝土	同 左	同 左	钢	钢筋混凝土	同 左	同 左	钢
设计矿石块度(m)	1.2	1.0	0.8	0.6	0.8	0.8	0.65	0.3
采场汽车载重(t)	12	25	10	10	10	10	35m ³ 矿车	3m ³ 矿车
箕斗装矿倾角	13°27'	33°30'	14°7'	12°20'	13°30'	18°	17°33'	22°
箕斗载重(t)	25	50	16	10	15	15	10	28
两箕斗中心距(m)	4.5	6	3.0	2.5	3.0	3.0	3.0	5.2
轨距(m)	3.0	3.32	2.0	1.6	2.0	2.0	1.5	2.89
栈桥跨度(m)	7.5	9.7	10.5	10.3	7.0	11	12.2	10.4
栈桥全长(m)	13.5	32.4	10.5	11.0	10.0	11	25.4	47.2
桥面宽度(m)	14.35	13	24.35	9.0	6.0	11	10	14
中心高(桥面至轨面) (m)	13	11.5	7.16	6.725	6.0	6.0	10	14.9
桥面面积(m ²)	194	421	256	99	60	121	254	661
箕斗上口(矿仓)长×宽 (m)	4×4	5×4	4.3×2.5	5×2.6	—	—	5.9×2.5	—
漏斗出口长×宽(m)	2.52×2.5	4×2.6	2×1.4	1.9×1.2	—	—	2.3×1.2	2×3
桥基长度(m)	14.6	17.4	10.5	10.3	8.0	9.0	10	34
栈桥投资万元	—	45.4	40	6.6	7.7	8.0	7.5	47

采场内的象鼻山采空区矿石转载站，因场地狭窄，由±0m回填剥离物至标高+48米之后再作转载站使用。该矿的狮子山剥离物转载站，也是由采空区标高-48m回填剥离物至标高±0m之后再使用的。

采场内矿、岩转载站，利用上阶段作卸矿平台，下阶段作装矿平台。

当露天采场内没有采空区可作转载平台时，可将其设置于露天采场境界附近。

3.9.4.3 单斗挖掘机转载有关主要尺寸

国内外的大、中型露天矿转载站，广泛使用机械转载，用单斗挖掘机对矿、岩进行二次转载工作。

1. 转载阶段高度H

阶段高度H主要取决于挖掘机的最大挖掘高度和物料的物理机械性，一般与露天矿的

阶段高度相一致，也参照表1-3-189选取。

转 载 阶 段 高 度			表 1-3-189
挖掘机斗容(m ³)	1	3~4	8~16.8
转载站阶段高度(m)	10	12	15

2. 卸车、装车平台宽度

汽车在转载站上口平台卸车所需要的宽度 B_2 ，主要取决于汽车型号、卸车时的调车方式。可参照表1-3-186进行计算，但平台必须设置车挡，参阅图1-3-88。

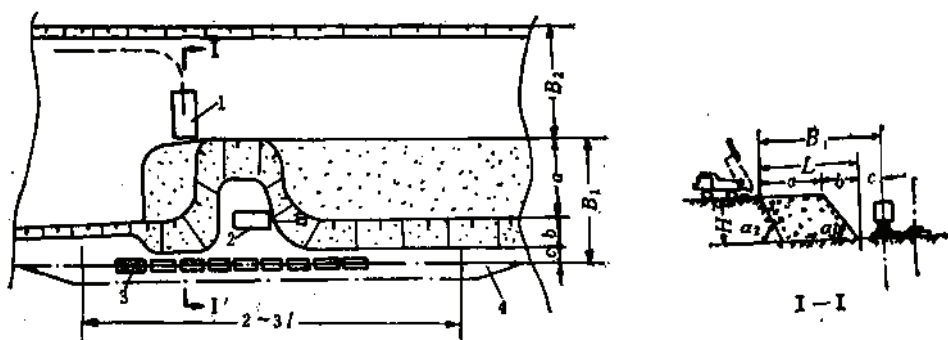


图 1-3-88 转载站布置示意图 (设计资料)

1—自卸汽车；2—挖掘机；3—铁路列车；4—铁路线路及调车线； a —一个采掘带的爆堆宽度(m)； b —阶段坡面水平投影(m)； c —爆堆边缘至轨道中心线距离(m)； H —阶段高度(m)； B_1 —挖掘机装车平台最大宽度(m)； B_2 —汽车卸车平台最小宽度(m)； l —一个列车长度(m)； α_1 —矿、岩中的安息角； α_2 —原岩边坡角

国内露天矿在布置矿、岩转载站的装车平台宽度时，对料堆的宽度一般按挖掘机的一个采掘带爆堆宽度，即1~4m³斗容的挖掘机取 $a=20\text{m}$ ， $c=3\sim5\text{m}$ ，对 B_1 、 B_2 的值，用下列式验证：

$$B_1 < R_1 + R_2 \quad (1-3-97)$$

$$B_2 > 2R_3 \quad (1-3-98)$$

式中 R_1 ——单斗挖掘机最大挖掘半径，m；

R_2 ——单斗挖掘机最大卸载半径，m；

R_3 ——机棚尾部回转半径，m。

3.9.4.4 单斗挖掘机生产能力与工作台数

挖掘机生产能力 Q_n ：

$$Q_n = \frac{60CKD}{t} \quad (1-3-99)$$

按规定时间内装一列车，其工作台数(N)：

$$N = \frac{Q}{nK_2Q_n} \quad (1-3-100)$$

按转载量计算其工作台数 (N) :

$$N = \frac{QK_1}{mK_2K_3Q_n} \quad (1-3-101)$$

式中 Q_n ——单斗挖掘机生产能力, t/h;

C ——铲斗容积, m^3 ;

D ——矿石松散体重, t/m^3

t ——一次作业循环时间, min, 单斗挖掘机一般取0.7~1min,

Q ——矿岩转载量, t/a;

m ——年工作小时, h/a;

n ——规定装一列车的工作小时, h;

K ——铲斗装满系数;

K_1 ——不平衡系数, 一般取 $K_1 = 1.2 \sim 1.5$;

K_2 ——时间利用系数, 一般取 $K_2 = 0.75 \sim 0.85$;

K_3 ——设备利用系数, 一般取 $K_3 = 0.6 \sim 0.7$ 。

倒装矿岩的转载站, 一般采用斗容3~4 m^3 的单斗挖掘机, 每台生产能力约为150~200万t/a。

转载站堆料长度一般取100~150m, 主要取决于堆存矿石的品种数量, 如品种多, 堆场长度适当加长。还要考虑上平台卸车与下平台装车错开(30~50m)布置。下平台铁路线路铺设应保证有2~3列车的有效长度, 并考虑列车入换的调车场地。

3.9.5 破碎转载站

破碎站(又称破碎转载平台、翻卸平台和集运水平平台)是半连续生产工艺中的一个重要组成部分, 是矿石(或岩石)转载、汽车调车和布置破碎机的重要场地。合理确定破碎站的空间位置、平台平面尺寸和破碎站的移设步距, 是合理确定露天矿的公路-破碎站-胶带机联合开拓运输系统, 使其充分发挥矿山综合生产能力和降低矿石运营成本的重要途径。

3.9.5.1 破碎转载站的分类

国内外露天矿破碎转载站的分类见表1-3-190。

3.9.5.2 破碎站布置形式

露天开采境界内, 破碎站按工艺特点主要分为破碎式转载站和筛分-破碎式转载站两种布置形式。其工艺特点、使用条件见表1-3-191。

为克服固定式破碎转载站建设工期长、移设安装工作量大、投资费用高、运输成本随开采水平延深而逐渐增加的缺点, 国外使用了移动式破碎转载站。

3.9.5.3 破碎转载站移设步距的确定

1. 相关因素

移设步距, 是指采用固定式破碎机在露天采场内沿延深方向的垂直距离, 移设步距小, 则采场内汽车运距缩短, 节省矿岩的运费, 但破碎站的移设费用增加。合理地确定破碎站的移设步距, 可使采场内单位矿岩运费与移设费之和为最小, 即达到最佳的经济效果。

破碎转载站分类

表 1-3-190

分 类	内 容	类 型
1	2	3
按服务年限	(1) 1~2年(小型破碎) (2) 5~8年 (3) 长期	属临时性 属半固定式 属固定式
按物料性质	依物料种类	矿石(系统)转载站 岩石(系统)转载站
按结构	(1) 无遮盖 (2) 有轻便遮盖 (3) 全封闭	属裸露式转载站 属局部封闭式转载站 属封闭式转载站
按破碎机可移性	(1) 固定式(或半固定式) (2) 移动式	属固定式或半固定式 转载站和破碎机 整体和分体可移动
按转载机械化工艺流程	(1) 料仓—破碎机—给料机 (2) 料仓—料机—破碎机—给料机 (3) 筛分机—料仓—破碎机—给料机	破碎式转载站 破碎式转载站 筛分—破碎式转载站

破碎转载站布置形式(设计资料)

表 1-3-191

布 置 形 式	破 碎 转 载 站	筛 分—破 碎 转 载 站
1	2	3
图 形	见图1-3-89 a、b、c	见图1-3-89 d、e
用 途	转运的全部矿、岩在进入胶带输送之前，预先破碎至0—350mm粒度	输送的全部矿、岩在进入胶带输送机前，预先筛分，筛下物与破碎后的筛下物一起进入胶带输送机
工艺流程及设备	(1) 料仓—破碎机—给料机； (2) 料仓—给料机—破碎机—给料机(或闸门)	筛分机—料仓—破碎机—给料机(或闸门)
	(1) 破碎机生产能力应大于转载站通过能力； (2) 使用深度不限； (3) 所选用破碎机要满足物料粒度要求	(1) 适用于爆破质量中等的物料； (2) 在露天采场中，使用深度不宜太深，要求空间尺寸大； (3) 破碎机与筛分机型号配套，满足粒度要求。
备 注	a—南部采选公司；b—大孤山铁矿；c—国外现代转载站；d—英古列茨采选公司；e—美国伯克利矿。 1—吊车；2—吊车栈桥；3—破碎机地坑；4—受矿槽；5—破碎机；6—破碎物料中间矿槽；7—给料机；8—胶带输送机；9—振动格筛(筛分)；10—筛下产品矿槽；11—液压操纵机具。	

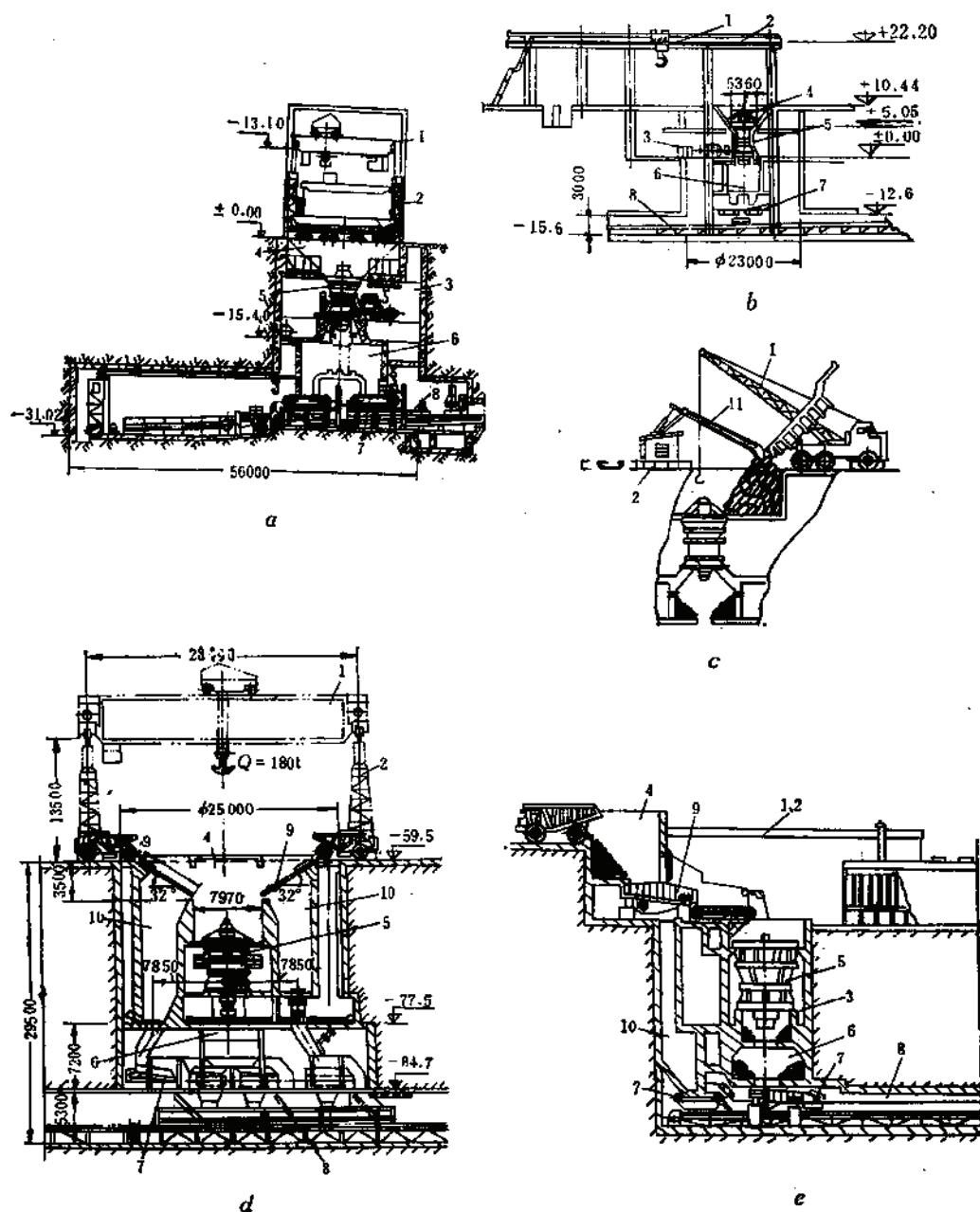


图 1-3-89 破碎转载站布置形式

2. 确定移设步距的原则

(1) 合理安排露天矿开采境界范围内各开采阶段矿岩量的分布和各时期逐年采出的矿岩量(或岩石量)与选择的胶带开拓运输系统的合理分配关系;

(2) 尽量减少和避免露天开采境界分期过渡与半连续开拓运输系统续建两者之间的干扰,合理安排露天开采境界的过渡与破碎转载站续建的衔接关系;

(3) 全面分析计算半连续开拓运输系统中各项技术经济指标。在满足采场空间、有

利于破碎转载站及胶带机安设的条件下,力求工程量和基建费用最低。

3. 确定移设步距

目前,在我国的露天矿山开采中,半连续开拓运输尚无生产实践。缺乏可靠而稳定的技术经济指标和运营经验。所以,在设计中对“移设步距”的确定可采用“综合费用分析比较法”进行。

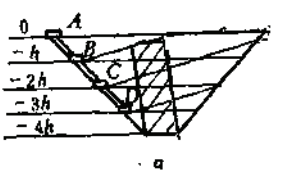
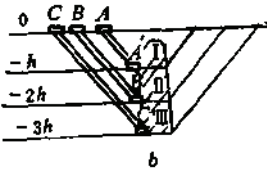
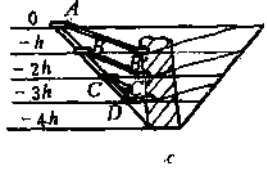
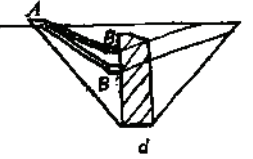
4. 移设步距与矿山过渡和采掘的关系

移设步距的确定取决于合理的经济效果,也受露天采矿场所能提供的空间部位的影响。移设步距的确定必须与矿山开采境界过渡和正常采掘关系相适应。

破碎站的位置与开采境界过渡之间的关系,是指安设破碎站(或破碎机)的位置与露天采场边帮之间在露天采场空间位置上的相互关系。采用露天采矿场斜沟式开拓所确

按不同的过渡方式确定移设步距的特点

表 1-3-192

图	例	布置要点	过渡特点
1	2	3	4
固定或半固定式	 a	破碎转载平台布置在固定帮上	破碎机及胶带机安设在露天矿固定帮上。移设范围和步距可按关系式确定。移动路由, $AB \rightarrow BC \rightarrow CD \dots$。要求布置破碎转载站和胶带一侧应加速扩帮,按确定的移设步距(H)不断扩至采场最终开采境界。 在露天矿开采期间内,“破碎-胶带机”处于固定位置,使用与维修方便。 缺点:采掘量大,剥采比不均衡,系统过渡时间长。
	 b	破碎转载平台布置在露天矿分期境界边帮上	破碎机及胶带机安设在分期境界上。在均衡生产剥采比条件下,其移设范围和步距常与各分期境界开采高度相适应。要求布置破碎转载站和胶带一侧的分期境界,应加速扩帮。其特点是:从 I $\rightarrow$ II $\rightarrow$ III $\dots$。移设步距为 $AA' BB' \dots$。 优点:移设步距与分期境界协调一致,移设采掘量减少,改造过渡时间可缩短。 缺点:随分期境界过渡,破碎机、胶带机的建安费用增加,使用和维护复杂。
	 c	破碎转载平台布置在局部超前的固定帮上	破碎机及胶带机安设在局部超前的边帮上,布置系统一侧靠帮,其余侧退后。主要克服固定帮采掘量大分期扩帮,境界过渡复杂,破碎机、胶带机建安费用高的缺点。但在空间上,对采场推进更加严格要求。
移动式	 d	(移动式)破碎转载平台(场)布置在回采工作面上	破碎机随工作面的延深,可自行向下移动。对境界过渡无特殊要求。临近开采工作面,移设方便,运营费用低。 美国西雅里塔(Sierila)铜钼矿使用了可移式破碎机、可移式板式给料机、可移式胶带给料机的完整可移式破碎系统。克服了以往使用固定式破碎系统建设周期长、工程量大、移设困难、汽车运距长的缺点。

定的破碎站,其位置与露天开采境界的过渡有密切的衔接关系。根据露天开采境界不同过渡方式,破碎站的移设步距及布置特点见表1-3-192。

3.9.5.4 破碎转载平台尺寸的确定

破碎转载平台尺寸的确定,除取决于破碎机型式及结构外,主要取决于与破碎胶带输送机配套的运输车辆的配、调车及翻卸方式。目前,多采用自卸汽车和准轨铁路两种运输方式与之配套。

1. 自卸汽车翻卸时破碎转载平台尺寸的确定

自卸汽车与“破碎机-胶带输送机”之间配套是“半连续开拓运输系统工艺”中最好的配套形式。合理确定自卸汽车翻卸平台的调车方式、破碎转载平台的尺寸,可提高该系统综合生产能力,减少露天矿山的剥岩量。

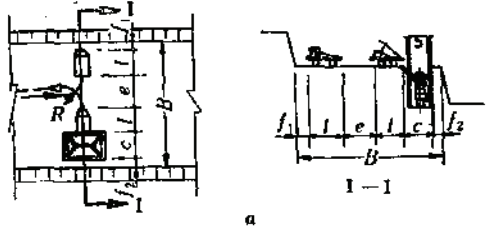
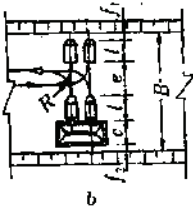
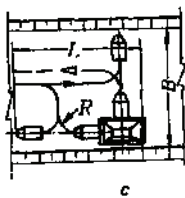
1) 自卸汽车调车方式及转载平台尺寸的确定

自卸汽车在破碎转载平台上的调车方式,依所选用的破碎机型式以及在露天采矿场内座落位置,分为回转式和通过式两种车场平台。

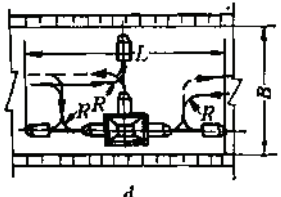
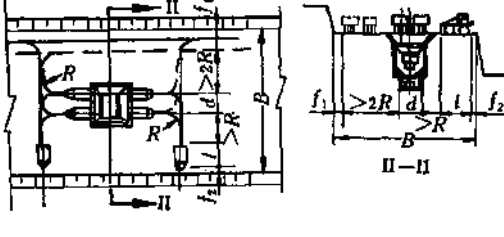
表1-3-193是根据不同的进车方向、翻卸部位及调车方式,确定翻卸平台宽度。

自卸汽车调车方式及转载平台尺寸确定表

表 1-3-193

调车方式	图 示	公 式	备 注
1	2	3	4
一侧(或双侧)进车,一侧倒调,单台位(垂直)翻卸		$B \geq f_1 + 2l + e + c + f_2$ $L \geq B$ 依进车方向和具体应用条件定	
一侧(或两侧)进车,一侧倒调双台位翻卸		同 上	
一侧(或两侧)进车,二侧倒调,双台位翻卸。		B同上 $L \geq B$ (一侧进车) $L \geq 2B$ (两侧进车)	与破碎机受矿方向相适应

续表

调车方式	图 示	公 式	备 注
1	2	3	4
一侧(或两侧)进车, 三侧倒调, 三台位翻卸			同上
两端进车与倒调两台位(或四台位翻卸)		$B \geq f_1 + 3R + d + l + f_2$ $L \geq 2B$	
备 注	图中符号: L —转载平台长度(m); B —转载平台宽度(m); f_1 —自卸汽车前缘至坡底线间的安全距离(m) $f_1 = 2 \sim 3$ m; f_2 —破碎机(或矿槽)边缘至坡顶线间的安全距离; $f_2 \geq 4$ m; l —选用自卸汽车长度, (m); R —自卸汽车转弯半径, (m); c —破碎机(或矿槽与预先筛分机)室总长度, (m); s —自卸汽车后退距离(制动) $s \leq 2R - g$ (一般 $g = 0$); d —自卸汽车平时最小间距, m.		

2) 移动式破碎机调车场的调车方式和调车范围的确定

移动式破碎机是目前采用半连续开拓运输的方向。其优点是随采矿场工作面的延深, 采用履带自行式、液压迈步式或辅助设备拖拽式三种移动方式, 将破碎机布置在采场工作面内。不需要将破碎站设置在采场固定帮上。因此可以达到提高露天开采境界边坡角、减少剥岩量, 以及大幅度降低矿石运营成本的目的。

为满足移动式破碎机频繁移动和满足自卸汽车调车、翻卸, 移动破碎机调车场的范围尺寸根据相应调车方式按表1-3-193确定。

移动式破碎机在国外已有成熟的生产经验。我国正在准备研制中。配合移动式破碎式使用的移动的胶带机, 目前我国正处于试运转时期。

采场工作面移动胶带机包括可移式驱动站过渡桥架、中间支架、尾部滚筒车、可延长的尾部拉紧装置, 以及可移动轨枕, 用来配合移动破碎机, 不断移动并延长胶带机。

2. 铁路翻卸时破碎转载平台尺寸的确定

1) 铁路翻卸站的配置

铁路翻卸及调车方式与破碎站的布置型式和露天矿山铁路运输系统布线有关。其位置、标高应满足破碎站的移设步距。该站场的设置在满足线路竖向和平面技术条件下,应力求减少翻卸站场入换、分流等调配时间,尽量减少破碎转载平台的宽度。由于翻卸站场要求空间范围大,故均设置在露天采场固定带上。

2) 入换方式分类

根据车辆进入破碎站的入换方向,分为单侧和双侧两种方式。每种入换方式均与破碎转载站座落采场的位置、货流运输量、货流分布和作业性质有关,其分类见表1-3-194。

入换方式分类

表 1-3-194

入换方式	图 示	特 点
单 线		进破碎转载站干线为单线,一侧入换,单线翻卸。
双 侧		进破碎转载站干线为双线,一侧入换,双线翻卸。
单 线		进破碎转载站干线为单线,列车两侧入换,单线翻卸。
双 侧		进破碎转载站干线为双线,列车两侧入换,双线翻车。

3) 破碎转载平台尺寸的确定

合理确定破碎翻卸站场的宽度,对缩小露天开采境界范围、减少剥岩量是有益的。根据用途,该站应包括:到发线、翻卸线、调车线和停放线等。

破碎站是胶带开拓运输系统中的咽喉部位。其到发线又与具有一定坡度的干线相连,所以必须确保其安全。为此,可设置相应的安全和避难线设施。

各线路的股道数应按需要,根据“站场设计”要求进行确定。

破碎转载平台控制尺寸为:

$$B \geq (n-2)b + f_1 + f_2 + b_1 \quad (1-3-102)$$

$$L \geq 2l + 2a \quad (\text{双侧进车, 单侧进车折半}) \quad (1-3-103)$$

式中 B ——破碎转载平台宽度, m;

n ——股道数;

b ——股道间距, m;

b_1 ——布置破碎机坑处股道间距, m;

f_1 ——里侧股道中心线至坡底线间的安全距离, $f_1 \geq 3.5\text{m}$;

f_2 ——外侧股道中心线至坡顶线间的安全距离, $f_2 \geq 4.5\text{m}$;

L ——破碎转载平台长度, m;

l ——列车长+机车长, m;

a ——连接道岔前、后面圆曲线起点距离, m;

“控制尺寸”确定后,必须根据露天开采境界内铁路开拓运输系统布线要求最后确定。

3.9.6 配合运输转载设施实例

3.9.6.1 大冶铁矿露天采场的转载站

东露天采场扩帮开采采用公路-铁路联合开拓方式。该矿年产原矿量200万吨,扩帮过渡期间采剥量1450万t/a,达产后采剥总量下降为900万t/a。

七十年代该矿在露天采场外标高86m站和88m站附近分别设置矿石,剥离物转载站,至今仍在用。历年来使用的指标为:用4m³挖掘机进行二次倒装,效率20~25万t/台月,即240~300万t/台·a。每个转载站装车线的长度一般大于1个列车的长度,倒装场的宽度应不少于50m。

该矿设计在采场内选择了两个采空场作转载站。

矿石倒装场设于象鼻山采空区,标高+48m,由±0m回填60万t剥离物之后形成。

剥离物转载站设于狮子山采空区,标高±0m,由-48m采空区回填110万t剥离物之后形成。

利用采空区作转载站,既可节约开挖土石方量,又可利用空场作堆放剥离物场地,共解决了170万t剥离物的堆放问题。

该矿利用转载站,使汽车运距(运矿、岩)分别缩短0.6~1km,减少了汽车数量,降低了运输成本。

大冶东露天矿转载站见图1-3-90。

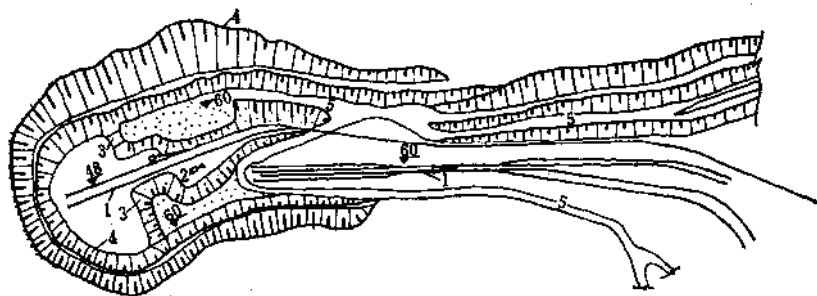


图 1-3-90 大冶铁矿东露天采场内+48m矿石转载站平面示意图(设计资料)

1—准轨铁路线及车站; 2—挖掘机(3~4m³); 3—矿石转载站内的矿石堆; 4—露天采场开采终了境界; 5—公路

3.9.6.2 海南铁矿的转载站

海南铁矿的北一采场、南六采场等均设有转载站,自卸汽车将矿、岩卸入转载站。由4m³挖掘机二次

装车, 装入铁路翻斗车, 分别运往选厂和排弃场。

该矿北一采场标高240m以下剥离物, 用汽车运输堆存于枫树下石灰沟盆地内设置的废石转载站。其标高为240m。转载站内设2台4m³挖掘机, 倒装能力500万t/a, 转载站容量约10万t, 将废石装入翻斗车用铁路运往第八排弃场排弃。

另一部分废石将堆存于总入车沟口168m西侧的168m转载站, 在169m车站内侧增添一股道(原为4股道)即增设一条装车线路, 以解决北一采场深部开采废石量的一部分(每年倒装量为250万t, 转载站容量4~5万t, 另500万t/a的倒装量由石灰沟转载站解决)。转载站的平面布置示意图见图1-3-91。

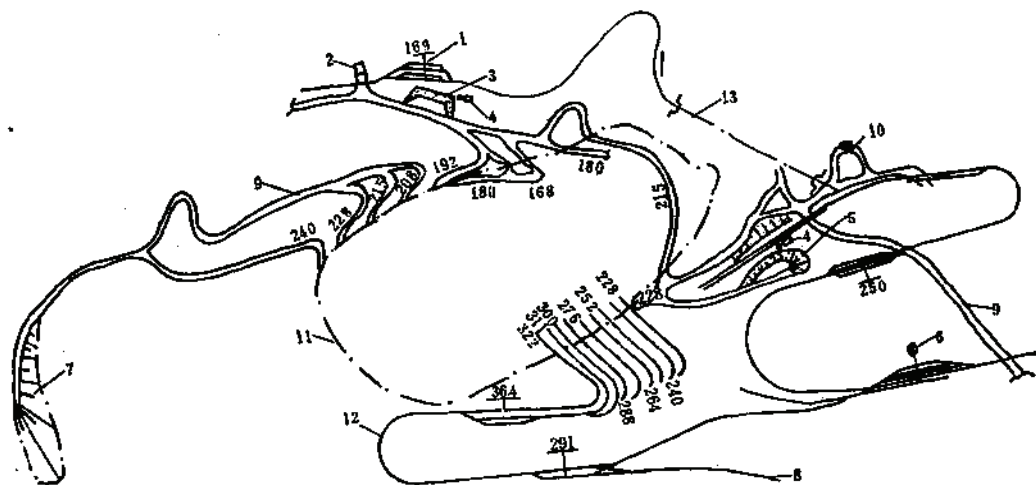


图 1-3-91 海南铁矿岩转载站示意图 (设计资料)

1—铁路车站; 2—破碎厂; 3—168m转载站; 4—转载站内挖掘机; 5—240m转载站; 6—矿山站;
7—第十排弃场; 8—去第七排弃场的铁路线路; 9—公路; 10—汽车加油站; 11—露天开采终了境界
线; 12—准轨铁路线; 13—去破碎厂的铁路线路隧道

3.9.8.3 朱家包包铁矿的转载站和转载矿仓

朱家包包铁矿, 设计年产原矿700万t, 用公路-铁路联合开拓系统。

1. 露天采矿场内转载站

为缩短汽车运距, 在露天采矿场内设置矿、岩转载站, 配备斗容4m³挖掘机在转载站对矿、岩进行二次装车, 将矿、岩装入翻斗车用铁路分别运往选矿和排弃场。

2. 露天采矿场外转载矿仓

该矿于东采场与矿山站之间的露天采场境界外设置3座转载矿仓。见图1-3-92、图1-3-93。其结构为钢筋混凝土, 每座矿仓有效容积约3000m³。规格: 长×宽×高=34×14×18.0m, 配备有2台3400×8400mm重型板式给矿机。

3座矿仓投资约414万元, 三个装车平硐工程投资415万元, 合计829万元。这三座矿仓每年可转载矿岩总量达2600万t。

3.9.6.4 美国BINGHAM铜矿的转载站

该矿位于美国犹他州盐湖附近, 为一多金属共生矿床。矿石平均含铜量为0.59%, 急倾斜矿体。该露天矿从1904年开始采矿, 已采深达830m, 是目前世界上开采深度最大的露天矿, 采场全长3.7km, 开采面积达7.28km², 目前已有53个阶段, 段高15.2m, 1982年最低开采水平标高1582m(原最高标高2387m)。1983年预计矿山日产矿石11.5万t, 岩石28万t, 年产矿石量约2800万t, 剥岩约1亿吨, 年采剥总量达1.3亿

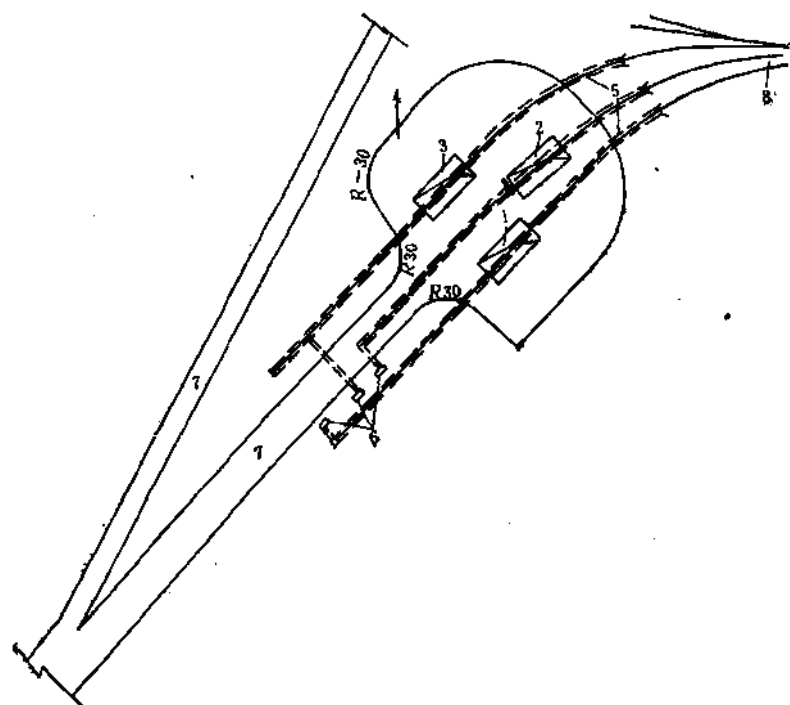


图 1-3-92 朱家包包铁矿露天转载矿仓平面布置示意图 (设计生产资料)

1—1号矿仓；2—2号矿仓；3—3号矿仓；4—矿仓上部汽车卸载平台；5—装车平棚；6—抽风机；7—公路

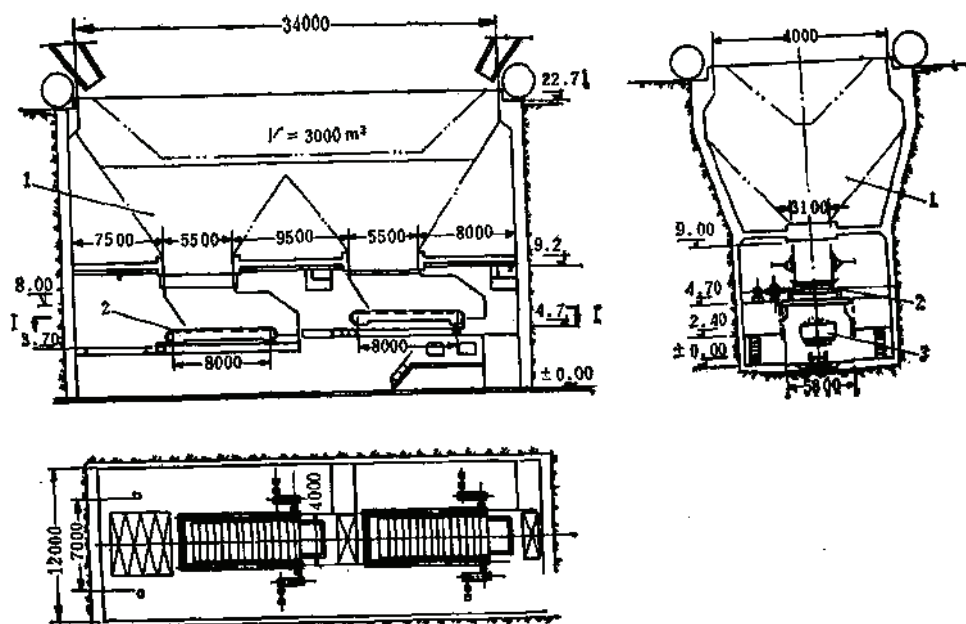


图 1-3-93 朱家包包铁矿露天转载矿仓示意图 (设计、生产资料)

1—贮矿仓，有效容积3000m³；2—3400×8000mm板式给矿机；3—准轨铁路矿车

吨。全矿人员1700人。

用汽车-铁路联合开拓：中部标高1825~1673m的11个阶段用铁路运输；1673m以下用汽车开拓，上部东部1841~2243m的26个阶段用汽车开拓，西部标高2387~1826m都用汽车开拓。

采场内设有四个矿石转载站，汽车卸载后用P&H2100型挖掘机（斗容11.4m³）向载重86t铁路翻车倒装矿石。露天堆场长度300m，宽50~60m，容量一般为7.5~10万t，相当于3~4天挖掘机装载量（挖掘机侧装能力2.5万t/a）。列车由20辆矿车组成。

3.9.6.5 苏联卡加尔采选公司某露天采场的汽车-胶带运输转载站

来自露天采场的废石，经筛分机筛分后，大块废石进入KKП-1500/150圆锥旋回破碎机和KП(1500~2100)×180颞式破碎机破碎后，落入缓冲仓内，经底部240×900板式给料机装入带宽为B=2000mm的胶带运输机运出。参见图1-3-94。该站高达20.7m。

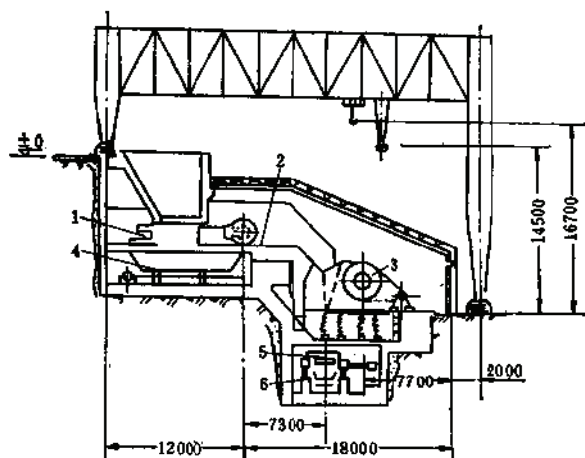


图 1-3-94 卡加尔采选公司露天采场内的转载站（设计资料）

1—2400×900型板式给料机；2—CBT-1型振动式筛分-给料机；3—KKП-1500×2100×180型颞式破碎机；4—宽度800mm胶带运输机；5—KП型筛分-给料机；6—宽度2000mm胶带运输机。

3.9.6.6 德兴铜矿汽车-胶带运输设计方案中的转载站

该站内安设1200毫米液压旋回破碎机，来自露天采场的剥离物由150t载重汽车卸入后，大块用PSB-514型二次破碎机破碎，块度小于1000mm的经旋回破碎机破碎，碎后岩石落入缓冲料仓（容积500m³）再经底部重型板式给料机（2400×800mm）将物料装入带宽B=1400mm的胶带运输机运出。为检修破碎机等设备配有100/20t，跨度16m的桥式起重机1座。

转载站的汽车卸载平台尺寸：100×100m²。参见图1-3-95。

3.9.6.7 苏联卡加尔采选公司的胶带-铁路联合运输的地面转载站

该系统配合提升机工作，当提升机小时生产能力为3000~4000t时，从胶带输送机向铁路车辆转载的转载站，设置容积为6500t的贮料仓，可满足胶带卸载1.5h的容量。

借助于可逆式输送机，沿设置在铁路上面的料仓分布矿岩（参见图1-3-96），可以同时或轮流在两条线路上从料仓底部排料口卸料。排料口装有指状闸门，同时可装两个翻斗车。由6~8个翻斗车所组成的列车，其装车时间为8~10min。

3.9.6.8 德兴铜矿胶带-铁路联合运输（设计方案）的地面转载站

该转载站高28.5m，借助于宽B=1400mm的胶带输送机向料仓卸料，中间料仓有效容积为15000m³，料仓底部设置4台振动给料机，将剥离物装入10m³固定矿车中，列车沿铁路线路运往排弃场（参见图1-3-97）。

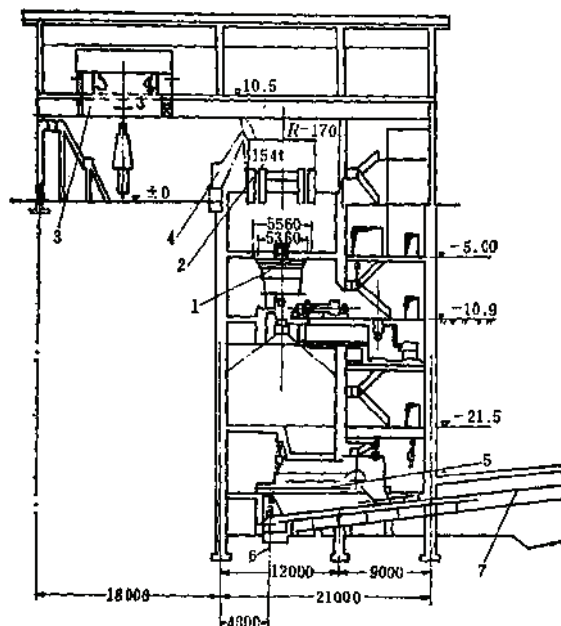


图 1-3-95 德兴铜矿汽车-胶带运输转载站

1—1200mm液压旋回破碎机；2—154t自卸汽车；3—100/20t跨度16m桥式起重机；4—PSB-514型二次破碎机；5—2400×8000mm重型板式给料机；6—胶带输送机尾部中心线；7—带宽1400mm胶带输送机

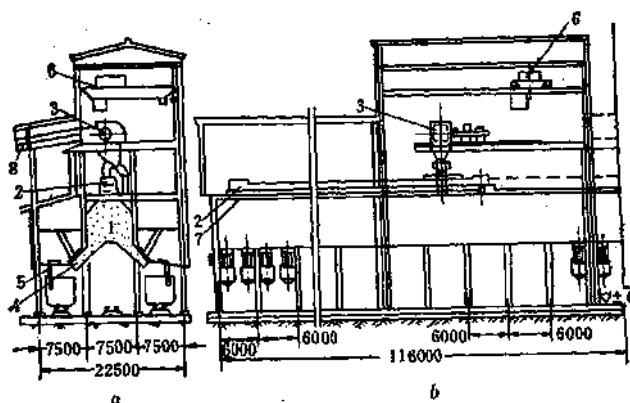


图 1-3-96 胶带输送机向铁路车辆转载的地面转载站

1—料仓；2—可逆式胶带输送机；3—胶带输送机；4—指状闸门；5—挡板；6—20/5t桥式吊车；7—溜槽断料器和可逆式运输机棚的缝隙；8—输送机通廊

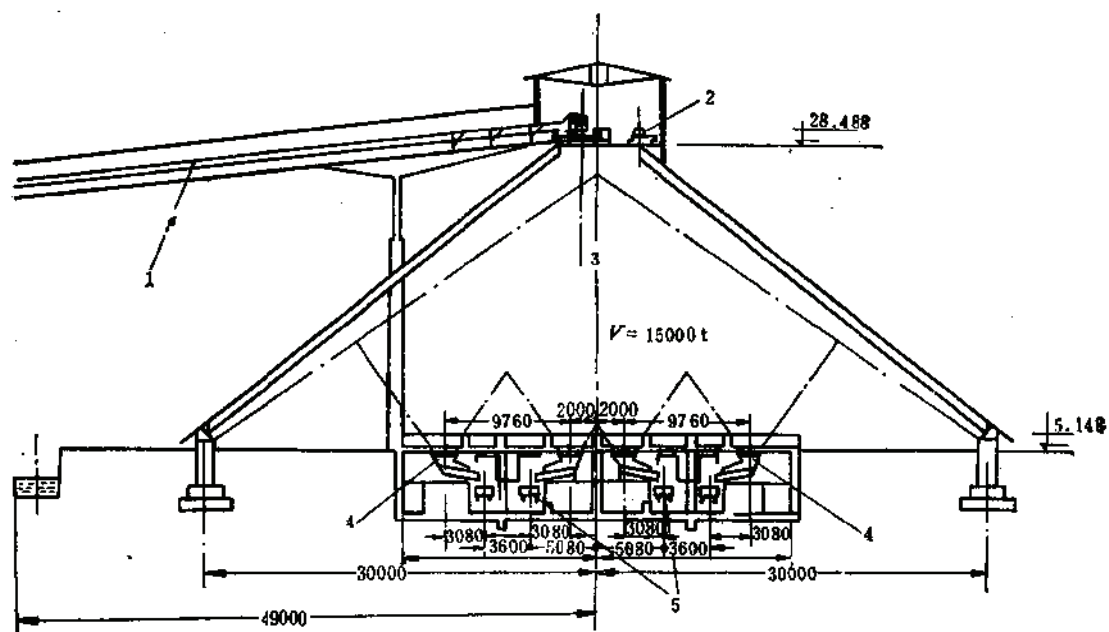


图 1-3-97 德兴铜矿采场转载站示意图 (设计资料)

1—宽为1400mm胶带输送机, 2—JH-8型绞车, 3—头部滚动中心线, 4—振动放矿机, 5—10m³固定式矿车

第四章 采 剥 方 法

责任编辑单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

参加编写单位 沈阳铝镁设计研究院

秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院

长春黄金设计院

编 写 人 林兴卫 赵金福 曹桂春 姚贤钦

顾浩民 朴东光

4.1 概 述

采剥方法是露天矿开采全部生产过程中的中心环节。它决定着露天矿的开采方式、技术装备、矿床的开采强度和经济效果。

坚硬矿岩一般用凿岩、装药爆破的方法进行松散，然后用挖掘机进行铲装，将矿岩分别装车。

松软矿岩一般不需要进行凿岩爆破，而是用挖掘机直接铲装，或用推土机配合铲运机对矿岩进行集堆和铲装运工作，也有使用索斗挖掘机和轮斗挖掘机进行工作的。

4.2 单斗挖掘机采剥法

4.2.1 缓 帮 开 采

4.2.1.1 阶段高度及工作阶段坡面角

1. 阶段高度

阶段高度的高低主要受挖掘机工作参数、矿岩性质和运输条件所限制。平装车时，对于不需爆破的软岩，其阶段高度一般不应大于挖掘机的最大挖掘高度；对于需要爆破的矿岩，其段高为挖掘机最大挖掘高度的1.0~1.25倍。上装车时，阶段高度按下式确定（参阅图1-4-1）：

$$h \leq H_{\max} - h_c - e \quad (1-4-1)$$

$$h \leq (R - R_1 - c) \operatorname{tg} \alpha \quad (1-4-2)$$

式中 h ——上装车时阶段高度，m；

$H_{\max}$ ——最大卸载高度，m；

h_c ——上部阶段至车辆上缘高度，m；

e ——卸载时铲斗下缘至矿车上缘间隙，一般 $e \geq 0.5 \sim 1\text{m}$ ；

R ——最大卸载高度时的卸载半径，m；

R_1 ——挖掘机停留水平层挖掘半径，m；

c ——铁路中心至阶段坡顶线的间距, m ;

α ——阶段坡面角, $(^\circ)$ 。

在露天矿中, 上装车只在少数矿山掘沟中使用, 多数矿山皆用平装车。

露天矿开采阶段高度按表1-4-1选取。

部分露天矿的实际阶段高度见表1-4-2。

2. 工作阶段坡面角

工作阶段坡面角的大小应根据矿岩性质、穿爆方式以及采矿工作面推进方向等因素确定, 但对层理比较发育的矿层, 倾角为 $40^\circ \sim 60^\circ$ 的急倾斜矿体, 采用上盘向下盘推进时, 工作阶段坡面角往往取与层理面倾角相一致的角度。

均质岩层的工作阶段坡面角可按表1-4-3选取。

4.2.1.2 最小工作平台宽度

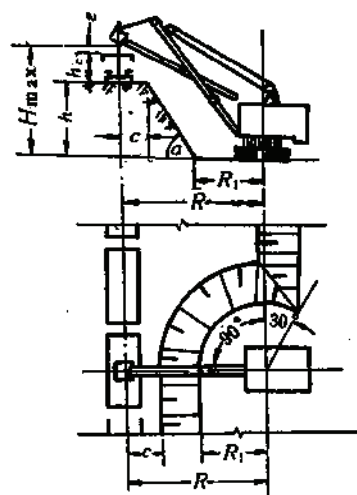


图 1-4-1 上装车阶段高度确定示意图

阶段高度

表 1-4-1

挖掘机铲斗容积 (m^3)	阶段高度 (m)	
	需爆破的岩石	松软岩石
< 0.5	8~10	8
1~2	10~12	8~10
3	12~13	10~12
4~13	13~16	12

注: 矿体倾角较缓, 多品级且需分采的矿山, 阶段高度可取表中的小值。

部分露天矿的实际阶段高度

表 1-4-2

顺序	矿山名称	装载设备及斗容	开拓运输系统	矿岩硬度系数 (f)	矿体倾角 ($^\circ$)	阶段高度 (m)
1	2	3	4	5	6	7
1	兰尖铁矿	4 m^3 挖掘机	平硐溜井、汽车	矿 10~16 岩 8~18	$40^\circ \sim 60^\circ$	12~15
2	朱家包包铁矿	4.6 m^3 挖掘机	汽车, 机车	矿 10~16 岩 14~18	$40^\circ \sim 60^\circ$	12~15
3	南芬铁矿	3.4、8 m^3 挖掘机	平硐溜井、汽车	矿 12~16 岩 8~12	$30^\circ \sim 45^\circ$	12
4	大冶东露天矿	3.4 m^3 挖掘机	汽车、机车	矿 8~12 岩 6~12	$30^\circ \sim 60^\circ$	12
5	白云鄂博铁矿	3.4、6 m^3 挖掘机	电机车	矿 6~14 岩 5~8	$45^\circ \sim 60^\circ$	12~14
6	大孤山铁矿	3.4、8 m^3 挖掘机	电机车	矿 12~16 岩 8~12	$65^\circ \sim 80^\circ$	12

续表

顺序	矿山名称	装载设备及斗容	开拓运输系统	矿岩硬度系数 (f)	矿体倾角 ($^{\circ}$)	阶段高度 (m)
1	2	3	4	5	6	7
7	海南铁矿	3.4m ³ 挖掘机	上部平硐溜井机车、中部机车、深部机车汽车	矿 18~14 岩 10~16	10°~57°	12
8	白银厂铜矿	3.4m ³ 挖掘机	汽 车	矿 8~12 岩 6~8	65°~75°	12
9	眼前山铁矿	4m ³ 挖掘机	电 机 车	矿 6~12 岩 8~12	10°~85°	12
10	水厂铁矿	4m ³ 挖掘机	电 机 车	矿 10~12 岩 8~10	70°~85°	12
11	矿山村铁矿	1m ³ 挖掘机	窄轨电机车	矿 8~10 岩 10~12	10° 以下	10
12	金岭铁矿	1.0.5m ³ 挖掘机	窄轨电机车	矿 5~6 岩 8~10	38°~42°	10~12
13	乌龙泉石灰石矿	2.5m ³ 挖掘机	窄轨电机车	$f = 6 \sim 8$	15°~25°	10
14	大宝山铁矿	4m ³ 挖掘机	汽车箕斗	矿 1~7 岩 2~4	10°~40°	12

工作阶段坡面角

表 1-4-3

矿岩普氏硬度系数 (f)	工作阶段坡面角
16~20	75°~85°
8~14	70°~75°
3~7	60°~70°
1~2	45°~60°

(1) 缓工作帮在国内露天矿被广泛采用, 它由若干同时作业的相邻工作平台所组成 (如图 1-4-2), 其工作帮坡角较缓, 一般为 8°~15°。每个平台宽度不得小于最小工作平台宽度。

最小工作平台宽度由爆堆宽度、运输设备规格、动力管线配置方式以及采剥作业的安全宽度所组成。固定干线铁路运输和汽车运输的最小工作平台宽度参见图 1-4-3。

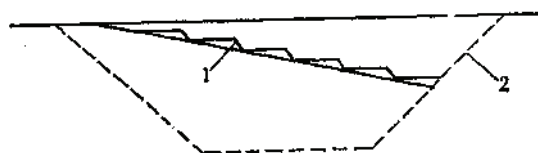


图 1-4-2 缓工作帮作业示意图

1—工作帮；2—非工作帮

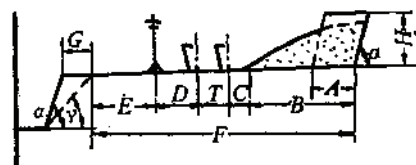


图 1-4-3 缓工作帮最小工作平台宽度组成示意图

$$F = B + C + D + T + E + G \quad (1-4-3)$$

式中 F ——最小工作平台宽度, m;

A ——爆破进尺, m;

B ——爆堆宽度, m, 按表1-4-5选取;

C ——爆堆与铁路、公路中心线间距, 一般取 $C = 3$ m;

D ——铁路、公路中心线与动力电杆的间距, m; 汽车运输取 $D = 3$ m, 铁路运输时, 按表1-4-4选取。

E ——动力电杆至阶段稳定边界线的距离, 一般取 $E = 3 \sim 4$ m;

G ——安全宽度, m;

$$G = H(\operatorname{ctg} \gamma - \operatorname{ctg} \alpha) \quad (1-4-4)$$

式中 α ——阶段工作坡面角, ($^{\circ}$);

γ ——阶段塌落后稳定的坡面角, ($^{\circ}$);

T ——双线运输时, 铁路中心线间距, 按表1-4-4选取, 汽车运输时, 取 $T = 4$ m;

H ——阶段高度, m。

铁路中心线与电杆的距离

表 1-4-4

轨距 (mm)	铁路线间距 T (m)	铁路中心线至动力电杆间距 D (m)
1435	7~9	8
900	6~7	7
762	5~6	6
600	2~5	5

爆堆宽度

表 1-4-5

矿岩硬度 (f)	爆堆宽度 (m)
12~20	$B = (2.5 \sim 2.8) H$
6~12	$B = (2.0 \sim 2.5) H$
< 6	$B = (1.5 \sim 2.0) H$

注: 表中 B 值是指单排孔爆破的宽度。

(2) 移动干线铁路运输最小工作平台宽度组成参见图1-4-4。

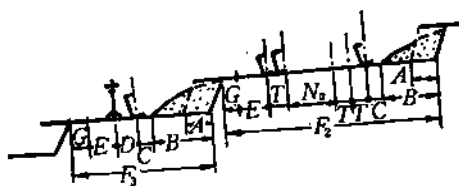


图 1-4-4 移动干线铁路运输最小工作平台组成

最小工作平台宽度由上、下三角工作平台组成。

上三角工作面:

$$\text{单干线时, } F_1 = B + C + T + N_a + E + G \quad (1-4-5)$$

$$\text{双干线时, } F_2 = B + C + 3T + N_a + E + G \quad (1-4-6)$$

式中 F_1 、 F_2 ——上三角工作面最小工作平台宽度, m;

N_a ——移动干线的移道步距, 为采宽 A 的整倍数, m。

下三角工作面的最小工作平台宽度 F_3 如下式

$$F_3 = B + C + D + E + G \quad (1-4-7)$$

公路、铁路运输的最小工作平台宽度分别见表1-4-6、1-4-7和1-4-8。

汽车运输最小工作平台宽度

表 1-4-6

矿岩硬度系数 (f)	阶 段 高 度 (m)		
	10	12	16
>12	34	39	49
6~12	31	35	43
< 6	28	31	37

窄轨铁路运输最小工作平台宽度

表 1-4-7

矿岩硬度系数 (f)	阶 段 高 度 (m)		
	10	12	16
>12	37~39	42~44	52~54
6~12	32~34	37~39	44~46
< 6	27~29	32~34	36~38

准轨铁路运输最小工作平台宽度

表 1-4-8

矿岩硬度系数 (f)	阶 段 高 度 (m)		
	10	12	16
>12	39~41	44~46	54~56
6~12	34~36	39~41	46~48
< 6	29~31	34~36	38~40

准轨铁路运输移动干线的最小工作平台宽度见表1-4-9。

部分露天矿缓帮开采实际最小工作平台宽度见表1-4-10。

(3) 用前装机装汽车时, 工作面最小工作平台宽度主要取决于工作面的作业方式。

当前装机向汽车装载时, 如汽车用环形调车 (图1-4-5, a), 则按 (1-4-8) 式计算; 如汽车用折返调车 (图1-4-5, b), 则按 (1-4-9) 式计算; 如汽车沿工作面直线运行 (图1-4-5 c), 则按 (1-4-10) 式计算。

准轨铁路运输移动干线上最小工作平台宽度

表 1-4-9

矿岩硬度系数 (f)	阶段高度 (m)	爆破进尺 A (m)	爆堆宽度 B (m)	下三角工作 平台宽度 (m)	上三角工作平台宽度 (m)			
					单 干 线		双 干 线	
					$N_a = A$	$N_a = 2A$	$N_a = A$	$N_a = 2A$
12~20	10	7	25	41	49	56	85	72
	12	8	32	48	57	65	73	81
6~12	10	8	22	38	47	55	69	71
	12	8	29	45	54	62	70	78
< 6	10	8	15	31	40	48	56	64
	12	8	18	34	43	51	59	67

注：符号与前面的相同。

部分露天矿实际最小工作平台宽度

表 1-4-10

顺序	矿 山 名 称	运 输 方 式	段 高 (m)	最小工作平台宽度 (m)
1	2	3	4	5
1	大孤山铁矿	准轨铁路	12	35
2	东鞍山铁矿	准轨铁路	13	45
3	大冶东露天矿	准轨铁路、汽车公路	12	40~45
4	海南铁矿	铁 路	12	45
5	兰尖铁矿	平硐溜井、汽车	15	汽车35m
6	朱家包包铁矿	铁路机车、汽车公路	12~15	汽车50m, 机车55m
7	南芬铁矿	平硐溜井、汽车公路	12	30~45
8	大宝山铁矿	汽车公路-箕斗	13	45
9	白银厂铜矿	汽车公路	12	40~50
10	水厂铁矿北山头	准轨铁路机车	12	60
11	水厂铁矿南山头	汽车公路	12	50
12	河北石人沟铁矿	汽车公路	12	45
13	矿山村铁矿	准轨铁路	10	30~40
14	金岭铁矿	准轨铁路	12	30
15	四山铁矿	准轨铁路机车	12	单线43
	四山铁矿	准轨铁路机车	12	双线48
16	苏联米哈依格夫采选公司露天矿*	汽车公路	15	25
		准轨铁路	12	40

注：引自《苏联主要露天铁矿概况》，鞍钢矿研所1985年8月翻译。

$$B_{min} = 2R_a + K_a + C + Z \quad (1-4-8)$$

$$B_{min} = \frac{K_a}{2} + C + R_a + L_a + Z \quad (1-4-9)$$

$$B_{min} = B_k + C + T + Z \quad (1-4-10)$$

式中 B_{min} ——最小工作平台宽度，m； A ——爆破进尺，m； C ——阶段（或爆破堆）坡底线至车体或道路边缘的间隙，一般取1m； B_k ——爆堆宽度，m；

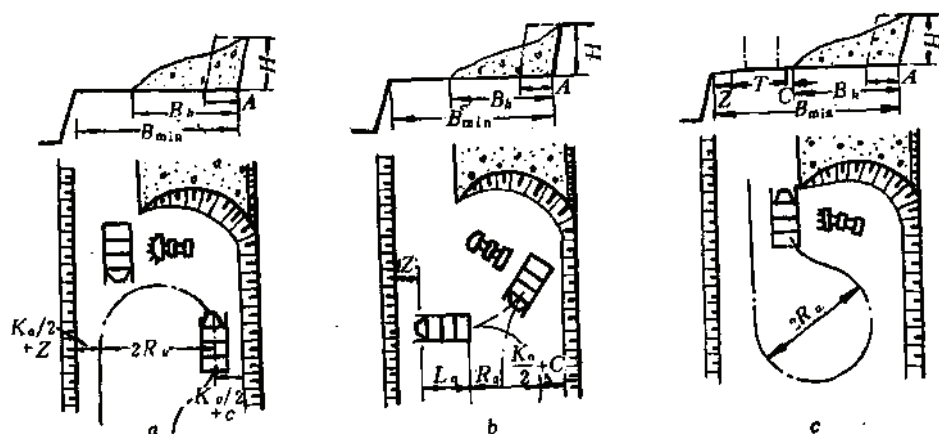


图 1-4-5 前装机向汽车装载时汽车调车形式

Z ——车体或道路边缘至下一阶段坡顶线的安全距离，一般取3~4m；

R_a ——汽车最小转弯半径，m；

L_a ——车体长度，m；

K_a ——车体宽度，m；

T ——道路宽度， $T = 2K_a + 2$ ，参见下表1-4-11。

道路宽度

表 1-4-11

汽车宽度 K_a (m)	<2.6	2.7~3.1	3.2~3.6	3.7~4.1	4.2~4.6
道路宽度 T (m)	7.0	8.0	9.0	10.0	11.0

当前装机作采、装、运设备时，如前装机在工作面为环形调车（图1-4-6a），则按（1-4-11）式计算。如前装机沿工作面单线运行（图1-4-6b），则按（1-4-12）式计算。

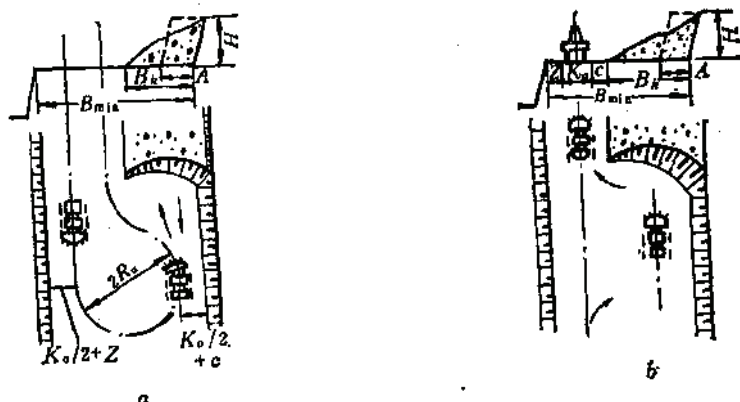


图 1-4-6 前装机作采装运设备时的最小工作平台宽度

a—前装机在工作面为环形调车；b—前装机沿工作面单线运行

$$B_{\min} = C + 2R_a + K_a + Z \quad (1-4-11)$$

$$B_{\min} = B_k + C + K_a + Z \quad (1-4-12)$$

式中 R_a ——前装机道路的最小曲线半径, m;

K_a ——前装机外形宽度, m;

B_k ——爆堆宽度, m;

C ——阶段(或爆堆)坡底线至前装机外形的间隙, 一般取1m;

Z ——前装机外形至下一阶段坡顶线的安全距离, 一般取3~4m。

4.2.1.3 挖掘机工作线长度

当工作面用挖掘机进行装载时, 其最小工作线长度应满足挖掘机的正常作业, 使挖掘机有5~10昼夜的装载量, 且要满足运输调车的要求; 铁路运输时一般不少于2~3列车长度。

挖掘机工作线长度一般分穿孔段、爆破段及采装段。

挖掘机工作线长度与挖掘机斗容、运输方式以及矿床赋存条件等有关, 一般可按表1-4-12选取。

挖掘机最小工作线长度

表 1-4-12

挖掘机斗容 (m^3)	挖掘机最小工作线长度 (m)	
	铁路运输	汽车运输
1~2	>200	150
3~4	300~400	300
>4	450~500	400

每个阶段工作水平挖掘机的工作台数, 根据运输方式配备, 一般为:

(1) 铁路运输单侧进车时不超过2台;

(2) 铁路运输双侧进车时不超过3台;

(3) 汽车运输时为2~3台。

国内外大中型露天矿, 一般每个工作水平只配置1~2台挖掘机。只有当需要加强某水平的开采强度时才增至2~3台。

国内一些露天矿的挖掘机工作线长度列于表1-4-13。

部分露天矿挖掘机实际工作线长度

表 1-4-13

顺序	露天矿名称	挖掘机工作线长度 (m)	运输方式	每个阶段配挖掘机数量 (台)
1	南芬铁矿	300~500	汽车公路	2 (掘沟) 1 (采剥)
2	水厂铁矿		铁路	1~2
3	东鞍山铁矿	300~500	铁路	2
4	白银厂铜矿	100~150	汽车公路	1~2
5	大孤山铁矿	300~500	铁路	2
6	大冶东露天矿	300~500	铁路、公路	2~3
7	三尖铁矿	150~300	公路	2~3
8	大宝山铁矿	300~500	汽车、箕斗	1~2
9	白云鄂博铁矿	300~500	汽车	1~2

4.2.1.4 工作面布置和推进方向

采、剥工作面的推进方向主要取决于矿体产状、地形条件、运输干线和掘沟位置的布置形式。

采矿、剥岩工作面的布置形式有三种：

- (1) 垂直矿体走向方向布置；
- (2) 斜交矿体走向方向布置；
- (3) 沿矿体走向方向布置。

一般露天矿，多采用沿矿体走向方向布置工作面。但对于露天采场尺寸宽度较窄而长度较长的中小型露天矿，为保证矿石质量中和，使多水平同时工作，便于采场配矿，可采用垂直矿体走向或斜交矿体走向布置采剥工作面。对于矿体厚度较薄、层数较多、品级复杂的露天矿，应尽量用沿走向方向布置工作面，其推进方向应自上盘向下盘推进，以降低矿石损失和贫化。

对于矿体厚度较大，矿层数较少、品级简单的露天矿，主要根据运输干线布置位置确定其推进方向。

对于山坡露天矿，一般应沿山坡地形掘单壁沟，向边坡方向推进。

由于开沟位置及推进方向的不同，矿山基建工程量、基建时间、生产剥采比和矿石损失贫化等各不相同，因此，应根据各矿山特点，合理确定开沟位置和推进方向。

4.2.1.5 分采及矿石损失、贫化

1. 分采

用挖掘机进行装载、阶段高度为8~12m的露天矿，其分采厚度应不小于3~5m。挖掘机在采矿工作面进行分采时，其生产能力须相应降低。

由于矿层产状复杂，要求对小于3~5m的夹层进行分采时，可采用降低阶段高度的方法，把阶段高度分为2~3个分段进行采装。此法一般只适于小型露天矿。

2. 矿石损失与贫化

矿石损失率、贫化率和采出矿石品位，参照第二篇第十四章所列公式进行计算，但设计中一般是用类比法，参照国内相似矿山实际的矿石损失率和矿石贫化率指标进行选取。国内一些矿山的实际指标见表1-4-14。

4.2.1.6 堑沟掘进

1. 运输堑沟底宽

运输堑沟底宽，决定于运输方式及设备型号、岩石性质、掘沟设备规格和沟内铺设线路数目。表1-4-15、表1-4-16列出按电机车运输和按汽车运输的运输堑沟底宽。

设计时应按掘沟设备的工作规格验证运输堑沟的底宽。堑沟底宽应满足挖掘设备的安全作业。当采用汽车运输时，还应考虑汽车在工作面调车的要求。

2. 开段沟和入车沟底宽

开段沟和入车沟底宽，一般按扩帮爆破不理运输线路的条件确定，参见表1-4-17、表1-4-18。

3. 掘沟参数及指标

双壁沟的掘沟参数，参照表1-4-19选取。

在掘入车沟和开段沟以及采剥移动干线三角工作面时，用挖掘机装载，其效率比一般

部分露天矿山损失率、贫化率实例

表 1-4-14

矿山名称	矿体特征					开采技术条件		矿石损失率%		矿石贫化率%	
	规模	产状	厚度	夹层	倾角(°)	推进方向	作业	波动	平均	波动	平均
歪头山铁矿	特大	稳定	特厚	—	—	—	挖掘机	—	—	6.10~6.45	6.25
南芬铁矿	特大	稳定	特厚	少	40~45	向下盘	挖掘机	0.9~5.0	2.8	2.16~3.03	2.65
大孤山铁矿	特大	稳定	特厚	极少	65~80	向上盘	挖掘机	1.8~6.7	3	0.21~0.31	0.28
东鞍山铁矿	特大	稳定	特厚	极少	20~85	向上盘	挖掘机	1.3~8.9	4	0.21~0.37	0.28
大冶铁矿	特大	较稳定	厚	少	50~80	向上盘	挖掘机	1.3~3	2.2	2.13~2.64	2.5
大石河铁矿	大	复杂	中厚	多	急倾斜	—	挖掘机	—	5.79	5.75~6.13	5.93
水厂铁矿	特大	复杂	特厚	多	急倾斜	切走向	挖掘机	—	6.79	5.82~6.35	6.13
海南铁矿	特大	复杂	特厚	—	急倾斜	向上盘	挖掘机	—	2.8	2.45~3.2	2.80
兰尖铁矿	特大	复杂	厚	多	急倾斜	—	挖掘机	—	6.06	11.79~12.48	12.1
德兴铜矿	特大	稳定	厚	多	倾斜	扇形	挖掘机	—	1	—	4
凤凰山铁矿	中	较稳定	中厚	—	25~55	切走向	挖掘机	3.1~5.8	4.1	1.7~2.5	1.9
灵乡铁矿	中小	复杂	中厚	多	急倾斜	—	挖掘机	—	14.69	—	5.81
白银厂铜矿	大	稳定	厚	—	60~70	向下盘	挖掘机	2~3	—	3~5	—
松北矿	中	较稳定	中厚	—	70	切走向	挖掘机	0.5~1.6	1.1	3.3~7.8	4.4
甘井子石灰石矿	大	稳定	厚	少	—	—	挖掘机	0.2~12	2.8	—	1.5
乌龙泉石灰石矿	大	复杂	厚	多	12~22	—	挖掘机	13~24	—	—	—
501铝土矿	—	—	薄	—	8~12	—	挖掘机	0.2~0.5	0.3	4.9~5.8	5.2*

注：* 为废石混入率。

电机车运输的运输巷道底宽

表 1-4-15

轨距 (mm)	单线 (m)	双线 (m)	三线 (m)	四线 (m)	会让线加宽 (m)
1435	9.0	13.0	17.0	21.0	1.0
900	7.5	11.5	15.0	18.5	0.5
762	7.0	10.4	13.4	16.4	0.5
600	6.5	9.0	11.0	13.0	0.5

汽车运输的运输巷道底宽

表 1-4-16

汽车宽度 (m)	路面宽度 (m)	运输巷道底宽 (m)
<2.6	7	11
2.7~3.1	8	12
3.2~3.6	9	13
3.7~4.1	10	14
4.2~4.6	11	15

挖掘机掘沟、铁路运输时的掘沟底宽

表 1-4-17

阶段高度 (m)	挖掘机铲斗容积 (m³)	机车粘着重量 (t)	运输巷道底宽 (m)	开段沟及入车沟底宽 (m)		
				f<6	f=6~12	f>12
10	0.5~1	20以下	11	14	16	20
12	2~4	80以下	12	18	20	24
14	6以上	80以上	16	20	24	30

挖掘机掘沟、汽车运输时的掘沟底宽

表 1-4-18

阶段高度 (m)	挖掘机铲斗容积 (m ³)	汽车载重量 (t)	运输掘沟底宽 (m)	开段沟及人车沟底宽 (m)		
				$f < 6$	$f = 6 \sim 12$	$f > 12$
10	0.5~1.0	3.5~7	16	16	18	20
12	3~4	7~25	20	20	20	24
14	8以上	25以上	20	20	20	30

表 1-4-19

掘沟方式	主要设备	掘沟规格		
		段高 (m)	底宽 (m)	断面 (m ²)
铁路运输平装车	1台1m ³ 挖掘机	10	18	220
铁路运输平装车	1台4m ³ 挖掘机	12	20	300
铁路运输平装车 (梭式调车)	1台4m ³ 挖掘机 1台专用机车调车	12	20	300
长臂铲分层掘沟	1台3m ³ 挖掘机 1台4m ³ 挖掘机*	12	20	300
汽车运输掘沟	1台1m ³ 挖掘机	10	18	220
汽车运输掘沟	1台4m ³ 挖掘机	12	20	300
人工掘沟	人工装车, 辅助卷扬提升	10	18	220

* 4m³挖掘机改装, 可上装6m阶段高

正常采剥工作面的装车效率要低些, 参见表1-4-20。

三角形工作面的装载效率

表 1-4-20

挖掘机作业性质	运输方式	效率降低 (%)
人车沟	机车运输	30~50
人车沟	汽车运输	10~15
开段沟	机车运输	20~40
移动干线三角工作面	机车运输	10

4.2.2 陡帮开采的组合阶段工作帮

4.2.2.1 组合阶段开采

组合阶段开采是把剥岩帮的阶段分为若干组, 每组由一个工作阶段和若干个临时非工作阶段组成 (图1-4-7)。一般以3~6个阶段为一组。每组阶段内自上而下逐个阶段轮流开采。上一阶段推进到预定的宽度后, 设备转移到下一阶段开采。当一组中每个阶段均推进到预定宽度后, 即完成一个剥离循环 (或称周期)。每组阶段一般只配置一台挖掘机作业。剥岩周期一般3~5年, 参见图1-4-7。

4.2.2.2 倾斜条带式开采

倾斜条带式开采是沿采场空间四周 (或分为几个区段) 把剥岩帮划分为若干倾斜条带, 由里向外扩帮。各阶段从上到下尾随式开采。尾随的工作平台长度, 根据运输方式和

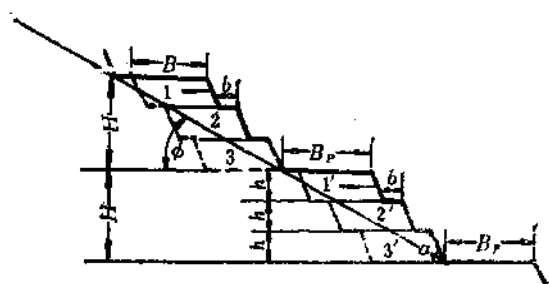


图 1-4-7 组合阶段结构

B —组合阶段一次推进宽度； b —安全平台宽度； B_p —工作平台宽度； H —每组阶段高度； h —阶段高度； α —阶段坡面角；1, 2, 3, 1', 2', 3'—分别为上、下组阶段开采顺序； ϕ —工作帮坡角

工作面运输线路布置确定。一般150~250m。各阶段上除正在作业的地段有较宽的工作平台外，其余地段仅留较窄的安全平台（图1-4-8）。每个作业阶段上一般设置1台挖掘机。双侧进车时，可设置2台。当剥岩帮上每个阶段均推进到预定宽度后，完成一个剥岩周期。剥岩周期一般1~3年。

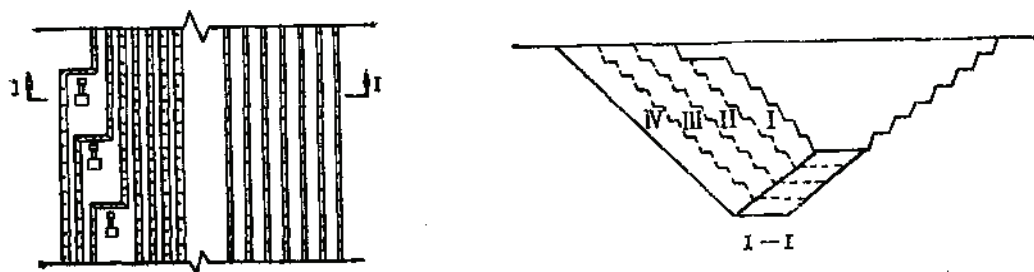


图 1-4-8 倾斜条带式开采

4.2.2.3 陡帮开采主要技术要素

1. 组合阶段的高度 H

主要根据剥岩周期，设备生产能力，采场空间等因素决定。

$$H = \frac{nQT}{BL} \quad (1-4-13)$$

式中 H ——每组阶段高度，m；
 n ——组阶段的工作挖掘机数；
 Q ——挖掘机生产能力， m^3/a ；
 T ——剥岩周期，a；
 B ——扩帮带宽度，m；
 L ——扩帮带长度，m。

2. 工作平台宽度 B_p

是扩帮带宽度和安全平台之和，但不应小于最小工作平台宽度。 B_p 主要根据采装运设备

正常作业要求决定。其他因素确定之后,工作平台宽度越小,工作帮坡角越陡。国内外部分金属矿山最小工作平台宽度见表1-4-21。

工作平台宽度最小值 (m)

表 1-4-21

矿 山 名 称	装 运 设 备	工作平台宽度 B_p (m)	备 注
1. 国内矿山			
德兴铜矿	PH2300挖掘机, 154t汽车	50	双侧配车 (设计)
齐大山铁矿	PH2300挖掘机, 154t汽车	45	(设计)
司家营铁矿	11.5m ³ , 16.8m ³ 挖掘机, 154t汽车	50	(设计)
海南铁矿	4~4.6m ³ 挖掘机, 80~100t电机车	45	(设计)
	15~32t汽车	35	
弓长岭独木采场	4m ³ 挖掘机, 20t汽车	45	
南芬铁矿	11.5~16.8m ³ 挖掘机, 154t汽车	60	(设计)
浏阳磷矿	4m ³ 挖掘机, 3.5~15t汽车	40	
2. 国外矿山			
巴格达铜矿	PH2300挖掘机, 154t汽车	46	双侧配车
碧玛铜矿	PH2300挖掘机, 154t汽车	46	双侧配车
鹰山铁矿西采场	PH2300挖掘机, 154t汽车	46	双侧配车
宾厄姆	PH2300挖掘机, 154t汽车	41	单侧配车
布干维尔铜矿	PH2100挖掘机, 154t汽车	88	

3. 安全平台 (或称临时非工作平台) 宽度

以能截留大部分爆破滚石为原则, 一般为10~20m。当安全平台兼作运输线路时, 其宽度应宽些。

爆破滚石抛掷距离可参照矿山实测资料确定。北台铁矿的测定资料为: 抛掷距离10m以内的滚石占95.4%, 10m~20m范围的滚石约占1%。大孤山铁矿的测定资料: 混合岩抛掷平均距离为14m, 花岗岩为21m; 扫道 (铁路运输) 宽度在混合岩区为8m, 花岗岩区为9.5m。

4. 工作帮坡角 ϕ 按下式确定, 参照图1-4-7。

$$\operatorname{tg} \phi = \frac{nh}{B_p + (n-1)b + nh \operatorname{ctg} \phi} \quad (1-4-14)$$

式中 n ——合阶数;

其他符号同前。

部分露天矿工作帮坡角值见表1-4-22。

德兴铜矿 (国外设计) 采用的组合阶段工作帮结构如图1-4-9。

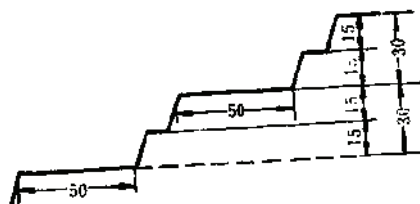


图 1-4-9 德兴铜矿组合阶段工作帮结构示意图 (国外设计)

部分露天矿山工作帮坡角

表 1-4-22

矿 山 名 称	安全平台宽度 $b(m)$	工作帮坡角 ϕ	备 注
1.国内矿山			
德兴铜矿(国外设计)		25°	
齐大山铁矿(国外设计)	15	25°~30°	
司家营铁矿(国外设计)	5	30°~40°	组合阶段开采, 设计值
大孤山铁矿	20	19°	同 上
南芬铁矿	15	20°37'	同 上
弓长岭独木采场	15	20°~25°	倾斜条带开采
浏阳磷矿	10	20°~27°	
海南铁矿	20	22°~28°	倾斜条带开采, 设计值
2.国外矿山			
科利策尔铜矿(南)		40°~45°	
露玛铜矿(美)	15	20°~30°	组合台阶开采
西雅里塔铜矿(美)		25°~30°	同 上
宾汉铜矿(美)		26°	组合台阶开采
纽曼山铁矿(澳)		25°	同 上
卡西厄石堆矿(加)		37°	倾斜条带开采
索科洛夫-萨尔拜铁矿(苏)		20°	

南芬露天矿设计采用的陡帮组合阶段工作帮结构如图1-4-10。

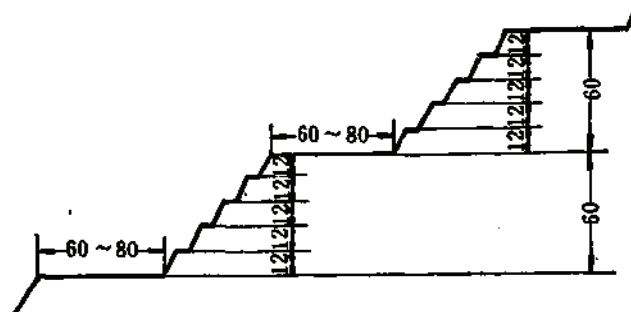


图 1-4-10 南芬露天矿组合阶段工作帮结构示意图

4.3 轮斗挖掘机采剥法[●]

4.3.1 概 述

轮斗挖掘机在三十年代开始用于露天剥离, 轮斗挖掘机采剥法是由轮斗挖掘机、胶带输送机和排土机(或汽车、机车)等设备所组成的一套连续式作业工艺。

国外使用轮斗挖掘机连续生产工艺简况参见表1-4-23。

轮斗挖掘机除在褐煤露天矿获得较广泛的应用外, 还在锰矿、铝土矿及非金属露天矿中使用, 例如苏联奥尔忠尼启则露天锰矿用SchR₅1500 24/6型轮斗挖掘机进行剥岩(黄泥和粘土组成的含水量较大的岩石); 阿洛卡尼露天铝土矿也采用轮斗挖掘机连续工艺。

●参考资料: 1) “轮斗挖掘机在国外露天矿使用概况”长沙黑色冶金矿山设计研究院《矿山设计通讯》1978年
2) “露天矿设计参考资料”及“出国考查报告”煤炭部露天煤矿设计研究院

国外使用轮斗挖掘机连续生产工艺简况

表 1-4-23

国家	连续生产工艺	每台月剥离量 ($10^4\text{m}^3/\text{d}$)	备 注
联邦德国	SchR.53/21.5型轮斗机(上挖高53m,下挖深21.5m)	11 (实方)	为第一代大型轮斗机其工作重量7300t
联邦德国	SchR.6300 51/9-17 型轮斗机(斗轮直径21.6m,配胶带宽3.2m)	24 (实方)	为第二代大型轮斗机
联邦德国	斗轮直径26米,配胶带宽4m	30(实方)	正在设制第三代大型轮斗机
民主德国	SR.1200型轮斗机配铁路运输(100t电机车牵引40t自翻车)		在东部克哈玛褐煤露天矿上部剥离
	SR.1200型轮斗机配胶带机		东部采场
	SR.630和SR.316 型轮斗机配窄轨铁路运输		其他采场
美国	轮斗机带排土悬臂直接向内部排弃场排弃剥离物		伊利诺斯州露天矿上部剥离用连续工艺,下部坚硬矿石用单斗挖掘机
苏联	中小型轮斗机配胶带机、排土机联合作业	1250m ³ /h	西伯利亚褐煤露天矿

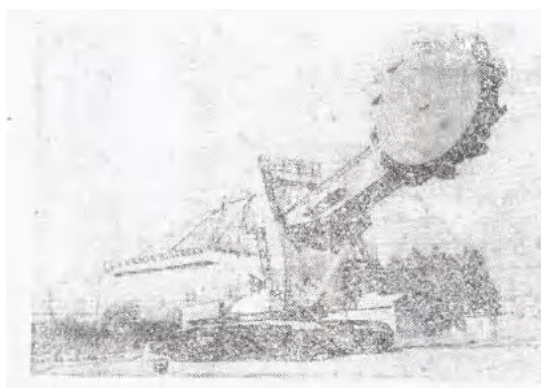


图 1-4-11 国产轮斗挖掘机外貌图

我国1972年开始设计WUD400/700型小型轮斗挖掘机,于1976年8月~1978年9月在茂名石油公司露天矿进行工业性试验,挖掘砂土、粘土、油页岩和少量坚固均质泥岩。

国产WUD400/700型轮斗挖掘机的试验条件为:砂土层厚2~6m,个别达11m,段高8~10m。在采掘带宽16~18m的工作面上,与转载机、胶带输送机 and 排土机配套使用,形成采、运、排连续工艺。该试验总挖掘时间达200h,挖掘砂土和页岩总剥离量为22.82万m³(实方)。

近年在云南小龙潭露天煤矿一坑,用该种小型轮斗挖掘机配宽1m的胶带输送机、排土机等设备,继续进行试验,组合阶段总高度为25m,分阶段高度7~8m,胶带从工作面至排弃场运距6.2km。

国产轮斗挖掘机的外貌参见图1-4-11。

4.3.2 轮斗挖掘机的使用工作条件及其配套设备

4.3.2.1 对矿岩物理机械性、物料粒(块)度的要求

由轮斗挖掘机、胶带输送机、排土机(汽车、铁路机车运输)所组成的联合系统具有较大的生产能力,已成功地使用于中硬以下岩土剥离工作,尤其是缓倾斜矿层上部所覆盖的岩土最为合适。如中欧缓倾斜露天煤层,其上部覆盖层一般为表土和胶结松软岩层,用轮斗挖掘机不需要爆破便可直接挖掘。

在一般情况下,用一般方法爆破的坚硬矿岩的矿山,都不适宜选用轮斗挖掘机进行采

剥。其主要原因是：爆破后矿岩块度超过500mm的比例较多，这些大块矿岩无法用轮斗挖掘机挖掘，也不利于用胶带输送机运输。

轮斗挖掘机在设计上已经考虑了矿岩的粘性問題，如国产WUD400/700型轮斗挖掘机，有两种铲斗型式，一种为挖掘硬岩的刚性满底斗，另一种挖掘粘性物料的柔性链条底斗。两者可以随时更换铲斗。

4.3.2.2 与轮斗挖掘机配套使用的运输设备

与轮斗挖掘机配套的运输方式有：胶带输送机、公路汽车或铁路列车三种。

1. 轮斗挖掘机与胶带输送机配套

这种方式是较理想的连续生产工艺，现代已发展为轮斗挖掘机与高速胶带输送机联合作业。胶带转速高达3.8m/s，带宽3.2m。此方式可用于大、中型露天矿。一般，露天矿配备有两套完全独立的采运系统，一套用于矿石，另一套用于废石。

2. 轮斗挖掘机与汽车运输配套

这种方式适于运距短的小型露天矿，尤其是选别开采多品种的复杂矿体时，一条胶带输送机难以完成运输多品种的任务，此时配汽车运输更合适。这种连续-间断工艺，要求汽车要有足够备用数量，即汽车要等待轮斗挖掘机装车，并要求轮斗机的卸料臂有特殊的装车装置，以便将物料从已装满的汽车转到空车上卸载，一般是配置分岔式卸载漏斗以保证连续作业。

3. 轮斗机与铁路列车配套

这种方式适于走向较长的露天矿。采剥工作面要铺设双轨，单侧进出车时，在平台上要布置会让站。此方式可利用轮斗挖掘机的卸载悬臂直接向铁路车辆装载，也可通过中间联接桥和转载机联接的专门装载设施向铁路车辆装载。为保证能连续装载，一般是配以带十字形滑动鞍座的卸载装置，参见图1-4-12。

4. 轮斗挖掘机与胶带输送机联合系统与铁路列车配套

此方式适于矿岩运距较远，矿体走向较长的大、中型露天矿。如德意志联邦共和国的褐煤露天矿，用轮斗挖掘机挖掘矿岩，经移动胶带输送机倒装入准轨铁路列车车辆，沿铁路干线作长距离运送至排弃场或卸矿地点。

5. 轮斗挖掘机与单斗挖掘机配套使用

在美国伊利诺斯州的许多露天矿中，其上部覆盖层由松软表土组成，用轮斗挖掘机配移动胶带输送机剥离，其下部坚硬矿岩经穿孔爆破后仍用单斗挖掘机装载重汽车外运。这种方式比单独使用单斗挖掘机的经济效果要好些。

4.3.3 轮斗挖掘机的工作面布置及其工艺系统布置方式

4.3.3.1 轮斗挖掘机的工作面形式

轮斗挖掘机的工作面形式有四种

1. 侧工作面

侧工作面是轮斗挖掘机沿矿层走向布置工作面，在工作面一侧沿工作线进行挖掘工作（一般为上挖侧工作面）。

2. 端工作面

随着履带走行轮斗挖掘机的出现，普遍采用了端工作面，参见图1-4-13。

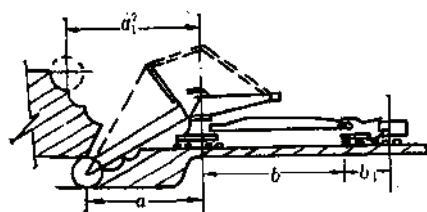


图 1-4-12 轮斗挖掘机向铁路

车辆装载示意图

a_1 —轮斗挖掘机上挖时挖掘半径； a —轮斗挖掘机下挖时挖掘半径； b —联接桥跨距（从轮斗机中心线算起）； b_1 —联接桥尾部至铁路中心线距离

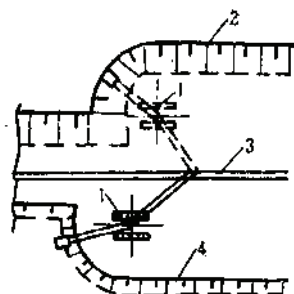


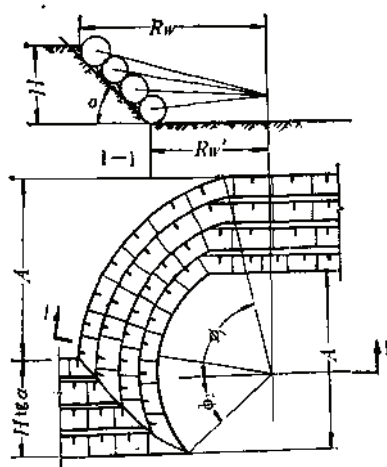
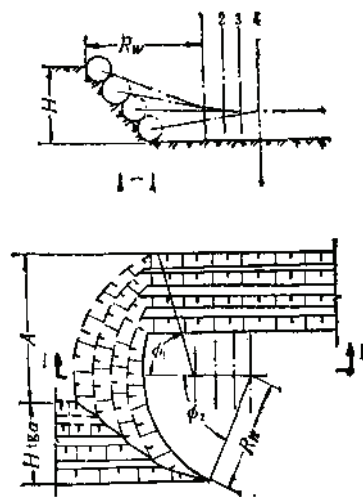
图 1-4-13 上、下向挖掘的轮斗挖

掘机端工作面示意图

1—轮斗挖掘机；2—上阶段端工作面；3—胶带输送机；4—下阶段端工作面

端工作面是全连续工艺中广泛采用的一种轮斗挖掘机工作面。它布置在阶段的端部，每个阶段分成若干个分层。对于斗轮臂架不可伸缩的轮斗挖掘机在挖掘每个分层时不移动，仅斗轮臂以轮斗挖掘机走行中心线为准向两侧回转一定角度进行挖掘工作。

斗轮臂架可伸缩的轮斗挖掘机自上而下挖掘每个分层时，只需下放并回收斗轮臂架，参见图1-4-14和图1-4-15。

图 1-4-14 斗轮臂架不可伸缩的轮斗
挖掘机端工作面示意图图 1-4-15 斗轮臂架可伸缩的轮斗挖
掘机端工作面示意图

3. 半端工作面

轮斗挖掘机在半端工作面上的行程较侧工作的短，但比端工作面的长，因此，要配备斗轮臂架能伸缩的或长斗轮架的覆带式轮斗挖掘机。轮斗挖掘机在半端工作面主要采用垂直切片，其分层高度一般等于矿（煤）层或夹层厚度，半端工作面主要适用于挖掘层次多而

薄的矿(煤)层,半端工作面参见图1-4-16。

4. 尽头式端工作面

在开挖倾斜入车沟及水平开段沟时,因受作业场所的限制,采用尽头式端工作面,参见图1-4-17。

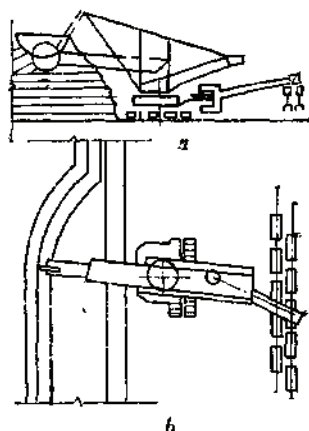


图 1-4-16 半端式工作面示意图

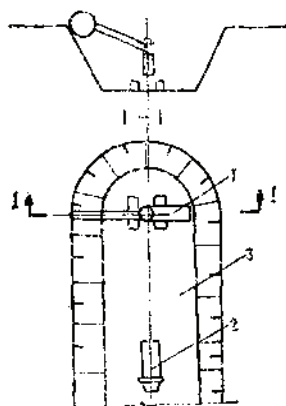


图 1-4-17 尽头式端工作面示意图

1—轮斗挖掘机; 2—汽车; 3—开段沟

4.3.3.2 轮斗挖掘机的工作面布置方式

轮斗挖掘机工作面布置方式可分为采剥工作面和掘沟工作面两种布置方式。

采剥工作面布置方式:

1. 配胶带输送机

1) 向工作面胶带输送机直接装载

轮斗挖掘机利用本身的卸载悬臂直接向胶带输送机进行装载工作。此方式主要适于小型轮斗挖掘机生产工艺。具体布置,参见图1-4-18。

除上述布置方式外,还可以在一个平台布置1台带长卸载悬臂,可进行采矿和剥离的上向挖掘轮斗挖掘机。工作面胶带输送机铺设在与轮斗挖掘机同一水平上或铺设在内部排弃场顶盘,剥离物由长臂轮斗挖掘机直接进行内排。这两种方式适于覆盖岩层不厚的水平或近乎水平的矿层进行采、剥工作。

2) 配备有自行式悬臂转载机的轮斗挖掘机的布置方式

此布置方式适于采用中、小型轮斗挖掘机的露天矿。其优点是:通过转载机将矿、岩转载卸入胶带输送机以增加胶带输送机的移设步距,减少其移设次数,有利于实现组合阶段布置及增加组合阶段的总高度。其缺点是:由于轮斗挖掘机的卸载悬臂与悬臂转载机之间没有其他机构,两者在转载时“对中”工作较困难,此系统多了一道转载,增加了轮斗挖掘机的停产

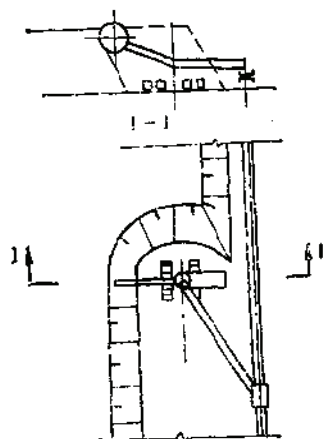


图 1-4-18 上挖轮斗挖掘机向同平台的胶带输送机装载工作面布置示意图

时间。

具体布置方式有下列七种：

悬臂转载机、轮斗挖掘机和工作面胶带输送机在同一水平工作；

悬臂转载机和轮斗挖掘机在同一水平工作，胶带输送机在下水平工作；

轮斗挖掘机在上水平、转载机和胶带输送机在下水平工作；

轮斗挖掘机在上水平、转载机在中间水平、胶带输送机在下水平作业；

三个水平配备2台带悬臂排土机的轮斗挖掘机，胶带输送机布置在中间水平；

上水平配置上、下向轮斗挖掘机，而下水平配置上向挖掘轮斗机；

四个水平配置两台带悬臂转载机的上、下向轮斗机，胶带输送机在中间水平工作。

3) 带中间联接桥的轮斗挖掘机工作面布置方式

这种布置方式最基本的有如下三种：

1个阶段布置1台轮斗挖掘机和1条胶带输送机，图1-4-19为最基本的布置方式；

两个阶段布置1台能上向及下向挖掘的轮斗挖掘机，1台胶带输送机布置在两个分阶段之间的中间水平上，参见图1-4-20。

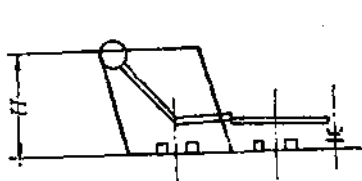


图 1-4-19 1个平台布置1台带中间联接桥的轮斗挖掘机和1台胶带输送机布置图

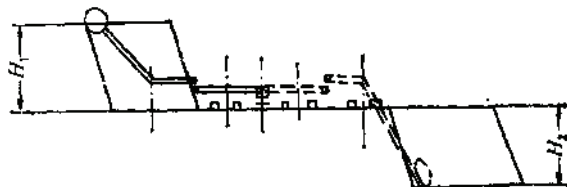


图 1-4-20 二个平台共用1台能上向及下向挖掘的轮斗挖掘机和1台胶带输送机的布置图
 H_1 、 H_2 —分别为阶段高度

为避免轮斗挖掘机跨越工作面胶带输送机，可把胶带输送机布置在下分阶段的外侧；

两个平台布置1台上向挖掘的轮斗挖掘机，胶带输送机布置在第一个或第二个阶段平台上，轮斗挖掘机用上挖方式。

4) 组合阶段的工作面布置方式

这种布置方式在露天矿的设计中使用较广。阶段为组合式的，由主阶段和若干个分阶段（一般是2~3个分阶段）所组成。此组合方式的主要优点是增加了轮斗挖掘机的总挖掘高度和减少了胶带输送机的移动铺设工程量。但目前采用连续工艺方式的露天矿，因其开采深度都不大，对此方式尚缺实践经验。

根据胶带输送机的铺设位置及轮斗挖掘机的不同挖掘方式，组合阶段的组合方式有很多种类。图1-4-21是组合阶段轮斗挖掘机配胶带输送机、转载机的一个典型配置方式。胶带输送机和转载机位于同一平台上，不移设，不调动。第一主阶段为上挖阶段，第二、三、四阶段为分阶段。胶带输送机和转载机布置在第二分阶段平台上，轮斗挖掘机完成主阶段上挖和第一分阶段的下挖任务后，向下转移至第二分阶段平台工作（上向和下向挖掘）。

在组合阶段作业的轮斗挖掘机，如本身不带联接桥或只配转载机时，则轮斗挖掘机必须须在各平台间由上而下依次调动。当调动至最底一个分阶段之后，要返回至上部阶段作

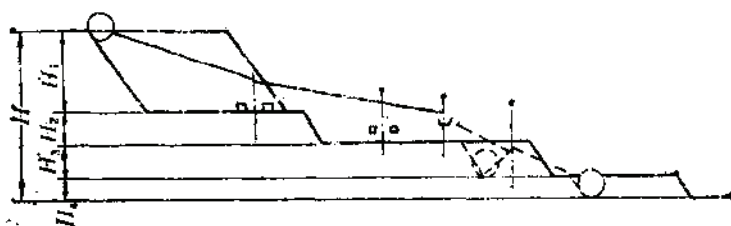


图 1-4-21 组合阶段配胶带机、转载机布置方式示意图

H —总阶段高度; H_1, H_2, H_3, H_4 —分阶段高度

业。为此,设计中平台的宽度应保留修筑供轮斗挖掘机调动使用的斜坡道所必须的宽度,待下一循环作业时再挖掘这部分工程量。

联邦德国的褐煤露天矿,一般使用组合阶段布置方式。

组合阶段按阶段总高度,采运生产能力的大小,分为大、中、小型。

大型:组合阶段总高度约98m,采用四个阶段组合,主阶段高50m,上分段高13m,下分段高15m,下挖分段高20m,用SchR_s $\frac{4000}{20}$ 50型轮斗挖掘机工作。设备总重量6800~7800 t或14000 t。两种设备的采运能力分别为10万m³/d(实方)和20万m³/d(实方),设备的总挖掘范围98m,斗轮臂架上96m,参见图1-4-22。

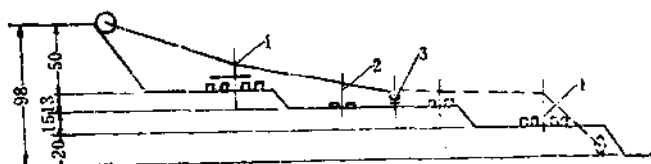


图 1-4-22 组合阶段工作面布置方式示意图(大型)

1—轮斗挖掘机; 2—转载机; 3—工作面胶带输送机

中型:组合阶段总高度约50m,采用三个阶段组合布置方式。上挖主阶段高28m,上分段高12m,下分段高10m,下挖深5~6m。用SchR_s $\frac{1900}{5}$ 28型轮斗挖掘机工作,该设备总重3800 t,采运能力6万m³/d(实方),设备的总挖掘范围50m,参见图1-4-23。



图 1-4-23 组合阶段工作面布置方式示意图(中型)

小型:组合阶段总高度36m,采用三个阶段组合。上挖主阶段高24m,上分段高6m,

下挖深(m)。用SchR₆ $\frac{1500}{6}$ 24型轮斗挖掘机工作。该设备总重2400t, 采运能力3.5万m³/d (实方), 参见图1-4-24。



图 1-4-24 组合阶段工作面布置方式示意图 (小型)

2. 工作面配汽车运输或铁路运输

工作面用轮斗挖掘机挖掘矿、岩, 装入载重自卸汽车或装入铁路车辆外运

3. 工作面采用悬臂排土机或运输排土桥向采空区排弃废石

此方式主要适于水平或近水平矿层, 允许剥离岩土直接向采空区排弃。此方式在美国使用较广, 参见图1-4-25, 图1-4-26。

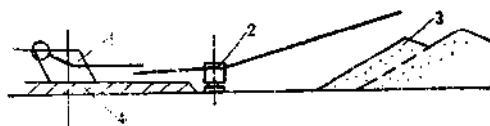


图 1-4-25 轮斗挖掘机配悬臂排土机进行内排的工作面布置示意图

1—轮斗挖掘机; 2—悬臂排土机; 3—内排排弃场; 4—矿层

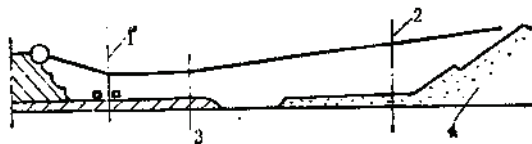


图 1-4-26 轮斗挖掘机配运输排土桥时工作面布置示意图

1—轮斗挖掘机; 2—运输排土桥; 3—矿层; 4—内排排弃场

适用运输排土桥的条件是:

矿层水平或近似水平, 矿层起伏及覆盖岩层厚度变化都比较稳定, 工作线基本呈直线。

一般运输排土桥的受载机构和轮斗挖掘机的卸载装置固定在一起, 形成轮斗挖掘机—运输排土桥机组。

4. 用轮斗挖掘机直接填挖的工作面布置

此方式一般用于山坡露天矿开挖单臂路堑, 道路路基。轮斗机可半挖半填, 无需在工作面配运输设备。

当轮斗挖掘机在沿工作线全长采完一个采掘带之后, 须重新开挖新工作面, 这时可用轮斗挖掘机直接挖掘。

4.3.3.3 轮斗挖掘机工艺系统布置方式

在轮斗挖掘机配胶带输送机工作的工艺系统中,一般每个阶段只布置一台轮斗挖掘机。

一般的工艺流程是:布置在剥离阶段上的轮斗挖掘机,经转载设备将剥离物装载到工作面胶带输送机上,通过悬臂转载机将剥离岩石转载到排弃场的胶带输送机及排土机上排弃。

矿石由轮斗挖掘机挖掘装载到胶带输送机运往选矿厂。

剥离物内排时工艺系统布置见图1-4-27。

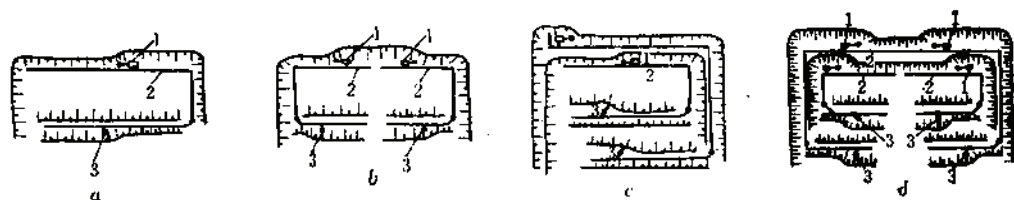


图 1-4-27 内排时工艺系统布置图

1—轮斗挖掘机; 2—胶带输送机; 3—在排弃场工作的排土机; 4—带联接桥的轮斗机, 或配转载机的轮斗挖掘机

图1-4-27中的a图为单翼布置,其入车沟布置在一侧的一个剥离阶段上,用一台轮斗输送机配1条胶带输送机和1台排土机。图b为两翼布置,入车沟布置在露天采场中间,1个剥离阶段的系统布置。图c为两个剥离阶段,入车沟布置在两侧端帮时的系统布置。图d为入车沟布置在露天采场中间,2个剥离阶段的系统布置。

4.3.4 轮斗挖掘机工作面参数计算

4.3.4.1 阶段高度

应根据土、岩物理力学性质以及采掘工艺确定(参见图1-4-28)。

1. 上挖时的阶段高度 H

$$H = L \sin \alpha + C + h_1 - R \quad (1-4-15)$$

式中 L ——斗轮臂架长度, m;

α ——斗轮和站立水平面间的夹角, 度($^{\circ}$);

R ——斗轮半径, m;

h_1 ——第一分层挖掘高度, m;

$$h_1 = (0.4 \sim 0.75) D \quad (1-4-16)$$

D ——斗轮直径, m。

用上挖水平切片时,其 H 值可略低于垂直切片的 H 值。

2. 下挖深度

当阶段高度较大时采用,合理的下挖深度可按下式计算:

$$H_H = (0.24 + 0.002 H_Y) H_Y \quad (1-4-17)$$

式中 H_H ——下挖深度, m;

H_Y ——上挖高度, m。

4.3.4.2 采掘带宽度 A

A 值与阶段高度 H , 阶段坡面角及轮斗挖掘机采掘时内、外回转角有关。

(1) 不可伸缩的臂架式轮斗挖掘机, 其 A 值可按下式计算:

$$A = R_W (\sin \phi_1 + \sin \phi_2) - (H - h_1) \operatorname{ctg} \alpha \quad (1-4-18)$$

式中 R_W ——轮斗挖掘机最大挖掘半径, m;

ϕ_1, ϕ_2 ——为斗架向工作面内侧和外侧的回转角, 一般 ϕ_1 小于或等于 80° , ϕ_2 小于 $40^\circ \sim 50^\circ$;

α ——阶段坡面角, $(^\circ)$;

H ——阶段高度, m。

(2) 可伸缩臂架式轮斗挖掘机, 其 A 值按下式计算:

$$A \approx R_W \sin \phi_1 + R'_W \sin \phi_2 - H \operatorname{ctg} \alpha' \quad (1-4-19)$$

式中 R_W ——挖掘最上一个分层时的挖掘半径, m;

R'_W ——挖掘最下一个分层时的挖掘半径, m;

α' ——端帮工作面的坡面角, $(^\circ)$;

斗轮臂架的伸缩量应符合下式:

$$L_S \geq H \operatorname{ctg} \alpha' \quad (1-4-20)$$

式中 L_S ——斗轮臂架允许的伸缩量。

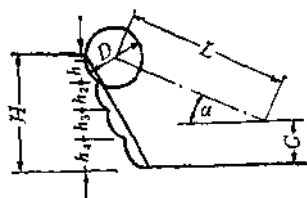


图 1-4-28 上向垂直切片时阶段高度计算示意图

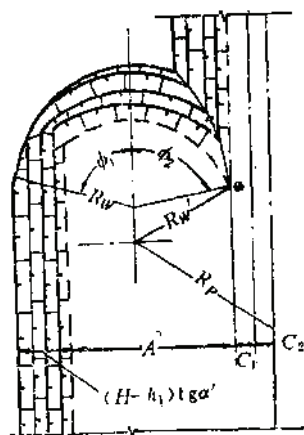


图 1-4-29 端工作面(斗轮臂架不可伸缩条件下)采掘带宽度计算示意图

轮斗挖掘机生产能力计算详见本篇第八章。

4.3.5 实 例

4.3.5.1 苏联奥尔忠尼启则露天锰矿的剥离作业

1. 矿床地质概况

矿床属欧亚型大型锰矿, 矿层最大厚度为 5.5m, 表土覆盖厚度达 80~90m, 年剥离量为 1200 万 m^3 (实方)。

覆盖层由粘土和黄泥组成, 除绿色粘土外, 都可以用轮斗挖掘机挖掘。但由于土质含水量高达 14.8~

36%，对铲斗和卸料板粘附严重，致使挖掘过程产生困难。

2. 生产工艺、设备配置及工作面布置方式

采用轮斗机——胶带机——排土机连续工艺，各工作面采用平行推进。剥离工作面长2000m，宽1200m，用组合阶段方式。阶段总高度36m，分三个分段即上挖主要分段高24m，上挖分段高6m，下挖分段挖深6m。

上挖主要分段配备：

1台SchRs $\frac{1500}{6}$ 24型轮斗挖掘机（装机容量2340kW，工作重量2400t），

1台BRs $\frac{1800}{23+30}$ 14.5型胶带卸料机，

1台履带式排土机ARs $\frac{1800}{30+60}$ （24~28），工作重量925t，（上排高度20m，下排高度28m），

1台履带式电缆盘车TR（1100+150），（带柴油发电机，用于单独行驶，工作重量81t），

1台电缆盘车TR（1100+60）工作重量41t，（用于排弃场）。

还有7条带宽B=1800mm的胶带输送机和1部轨道式爬坡运输机，1台重型履带式推土机等。参见图1-4-30。

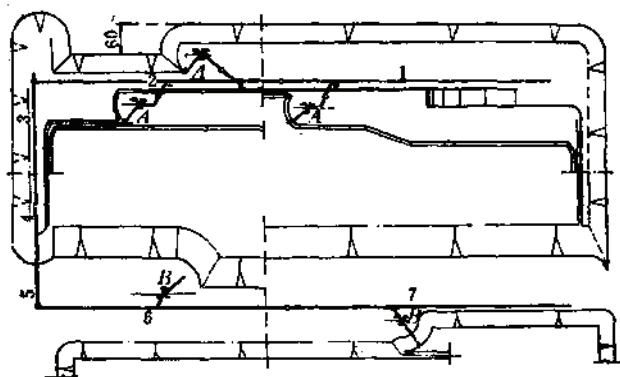


图 1-4-30 苏联奥尔忠尼启则露天锰矿平面布置图

1、2、3、4、5、6、7—胶带输送机编号；A—轮斗挖掘机；B—排土机

4.3.5.2 苏联塞莱斯内戈尔斯基露天锰矿剥离

该露天矿位于库尔斯克的西北，属米夏洛夫斯克锰矿区，锰矿层上面覆盖层厚32~60m，矿山年剥离量为1500万m³（实方）剥离物性质与奥尔忠尼启则露天锰矿相似。

该矿用轮斗机—胶带机—排土机连续工艺进行剥离。剥离工作面长1800m，用平行推进法。阶段总高度32m，分上、下两个各16m的分段。在分段上各配备1台SchRs $\frac{500}{3}$ 13型轮斗挖掘机（装机容量1090kW，工作重量900t），工作面胶带输送机的移设步距为33m。

轮斗挖掘机的装料胶带长41.0m，可以摆动，并能升降。双履带行走机构的胶带机长81m，可旋转360°，胶带臂架长41m和38m，可单独升降+10m至-10m。这样布置使系统具有较大的灵活性。

表1-4-24列出两个露天矿剥离设备的主要参数。

剥离工作参见图1-4-31，图1-4-32。

苏联两个露天铝矿剥离作业的比较

表 1-4-24

露 天 矿	察莱斯内戈尔斯基 (生产至-25℃, -40℃停产)	奥尔忠尼启则 (最低-2.5℃, 冻结深度0.3m)
1	2	3
投产时间	1984年	1966年10月
设计剥离量(实方)($\text{万m}^3/\text{a}$)	1500	1200
覆盖层厚度(m)	32~60	68~80 2阶段挖掘
挖掘高度(m)	2×16	36 最高43
土壤种类	白垩纪和侏罗纪的砂石和粘土	
自然湿度	32%和32%以上	36%以上
塑性极限	18%~32%	13.8~37%
设备的理论生产能力(m^3/h)	最高5000	最高5000
轮斗挖掘机型号	$2 \times \text{SchR}_s \frac{500}{3} \cdot 13$	$\text{SchR}_s \frac{1500}{6} \cdot 31$
装机容量(kW)	2×1090	2340
工作重量(t)	2×900	2400
对地压力($\times 0.1\text{MPa}$)	1.0	1.1
胶带车型号	$2 \times \text{BR}_s \frac{1200}{38+43} \cdot 11.5$	$\text{BR}_s \frac{1800}{23+30} \cdot 14.5$
胶带车工作重量(t)	2×200	307
运输平台胶带机总长度(m)	2400	5200
带宽(mm), 带速(m/s)	1400, 5.0	1800, 4.5
装机功率(kW)	5000	6000
移置宽度(m)	33	60
排土机型号	$\text{AR}_s \frac{1600}{30+60} \cdot 23$	$\text{AR}_s \frac{1800}{30+60} \cdot 28$
工作重量(t)	725	925
平均对地压力($\times 0.1\text{MPa}$)	0.52	0.74
卸料胶带速度(m/s)	6.0	6.0

4.3.5.3 苏里南昂弗尔达赫特 (Onverdacht) 露天铝土矿

该矿位于南美洲帕拉马里博以南20km, 于1942年开始建设, 1942年产铝土矿石1.8万t, 1966年铝土矿产量达180万t, 年剥离量500万 m^3 (实方)。

露天矿区大部分为沼泽地区, 铝土矿层之上覆盖有厚达7m的坚硬粗砂高岭土, 再往上为粘土和硬粘土所覆盖。

轮斗挖掘机和排弃场排土机由联邦德国吕贝克公司提供, 其技术参数见表1-4-25。

移动式 and 固定式胶带输送机部分由美国厂家供应, 部分由联邦德国供应。

露天矿剥离工作面长1000m, 两台独立作业的轮斗机系统各分500m。

轮斗挖掘机的挖掘宽度可达100m。

在500m长挖掘工作面中所遇到土壤为结构致密的粘土层, 中硬, 挖掘时需要很大的切削力。带有机植物残渣的沼泽粘土比较松软, 但容易粘附, 并且易于结块。

$\text{SchR}_s \frac{200}{2}$ 15型轮斗挖掘机的生产能力可达430 m^3/h (实方), 轮斗机——胶带机——排土机联合系统取得了良好的剥离效果, 尽管作业条件比较差。1966年, 工作时间达5000小时, 每年剥离量达358万 m^3/a (实方), 参见图1-4-33。

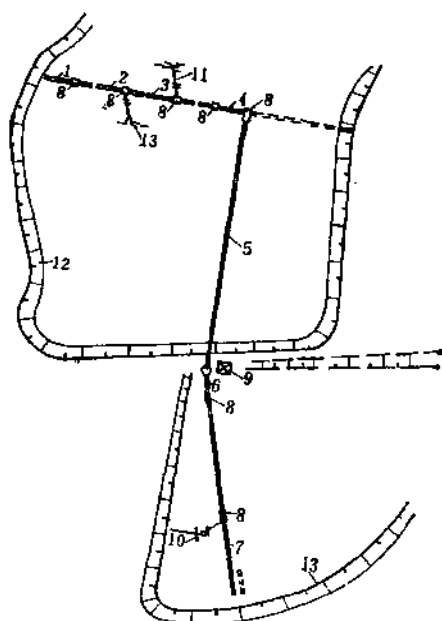


图 1-4-31 赛莱斯内戈尔斯基露天矿剥离作业示意图

1~4—胶带机编号, 移动式, 长 $4 \times 300\text{m}$; 5—5号胶带机, 长 1622m , 固定式; 6—6号胶带机, 长 300m , 移动式; 7—7号胶带机, 长 1098m , 移动式; 8—胶带卸料小车; 9—中央控制站; 10—排土机; 11—轮斗挖掘机; 12—露天矿开采境界; 13—露天矿废石场崩形工作面系统

苏里南昂弗尔达赫特露天矿主要设备技术参数

表 1-4-25

序号	使用年份	轮斗机、胶带卸料机型号	斗 轮			臂架长度 (m)		生 产 能 力			工作重量 (t)	对地压力 ($\times 0.1 \text{ MPa}$)
			$\phi(\text{m})$	斗数	$N(\text{kW})$	斗轮	卸料胶带	Q_0 (m^3/min)	Q_{th} (m^3/h)	Q_r (m^3/h)		
1	1958	SchR, $\frac{200}{2} \cdot 15$	5.2 转盘	7	120	22.0	30.0	64	770	430	540	0.89
2	1959	BR, $\frac{1200}{17.5 + 22.5} \cdot 11$									104	
3	1963 ~ 64	SchR, $\frac{400}{3} \cdot 20$	9.0	12	170	3.1	25	64	1650	沼泽粘土 达800	795	0.96
4	1963	BR, $\frac{1200}{15 + 35} \cdot 6 \cdot 3$									105	0.61
5	1964	BR, $\frac{1200}{17.5 + 35} \cdot 11$									114	0.61
6	1966	SchR, $\frac{400}{2} \cdot 15$	7.4	8	170	20.5	30.0	66	1580		670	1.21

注: ϕ ——斗轮直径; Q_0 ——每分钟能力; Q_{th} ——每小时理论能力; Q_r ——每小时实际能力。

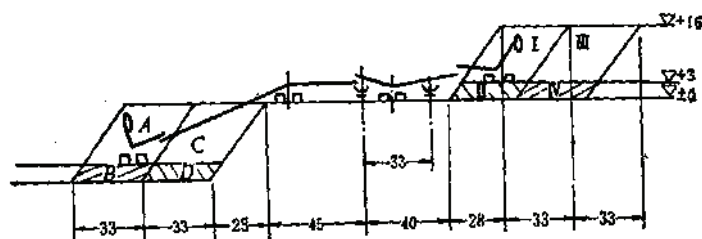


图 1-4-32 赛莱斯内戈斯基露天矿开采断面图

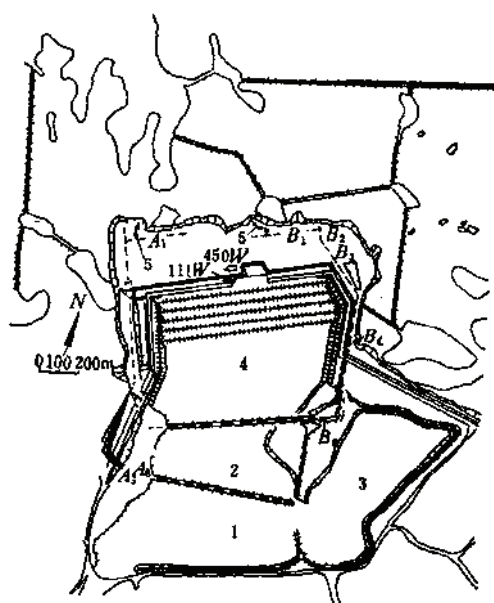


图 1-4-33 昂弗尔达赫特露天矿轮斗机-胶带机-排土机工艺系统示意图
 1, 2, 3, 4, 一排弃场编号; 5—轮斗挖掘机; $A_1, A_2, A_3, A_4, A_5, B_1, B_2, B_3, B_4, B_5$ —胶
 带输送机

4.4 前装机采剥法

运距不大或运距和坡度经常变化的中小型露天矿, 常把前装机作采、装、运设备使用。

4.4.1 前装机作采、装、运设备的合理运距

前装机代替单斗挖掘机配自卸汽车的合理运距与露天矿的年产量和使用的设备规格有关, 参见表1-4-26和表1-4-27。

年产量在100万吨以下的合理运距 (m)

表 1-4-26

露天矿年产量(万吨)		10		30		50		60	
前装机斗容 (m³)		2.25	4	2.25	4	2.25	4	2.25	4
自卸汽车载重 (t)		10	27	10	27	10	27	10	27
前 装 机 载 重 量 (t)	2	470	—	170	260	110	160	80	110
	4	760	—	280	450	190	280	130	190
	5	920	—	350	540	240	340	170	230
	9.9	—	—	800	1190	560	750	400	500
	16	—	—	890	1330	630	830	440	570

年产量在100万吨以上的合理运距 (m)

表 1-4-27

前 装 机 斗 容 (m³)		2.25	4
自 卸 汽 车 载 重 量 (t)		10	27
前 装 机 载 重 量 (t)	2	71	65
	4	116	108
	5	155	148
	9.9	384	347
	16	432	387

4.4.2 阶 段 高 度

阶段高度与凿岩方式有关,可参照表1-4-28确定。

采用前装机采剥时的阶段高度

表 1-4-28

前装机斗容 (m³)	<2.8	2.8~5.5	7.6
1	2	3	4
浅孔 孔深 (m)	4~5		
倾斜中深孔孔深 (m):			
孔径85~105mm的回转钻(1~3排)	<10	<12	<15
孔径150mm的潜孔钻(1~2排)		10~12	
孔径76mm的履带轮式凿岩机(1~3排)	<10	10~12	

4.4.3 最小采掘带宽度

铰接式前装机的最小采掘带宽度是由前装机的铲斗宽度、前装机与爆堆下部边线或阶段下部边线的距离(0.4~0.6m)相加而得。因为大型前装机的斗宽达4m,故大型铰接式前装机和小型后轮转向式前装机的最小采掘带宽度为4.5~5m。

4.4.4 工作线长度

用爆破法预先松散矿岩时,前装机的工作线长度可按(1-4-21)式确定。

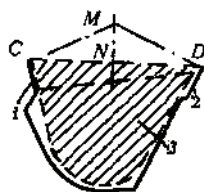


图 1-4-34 前装机斗容示意图
1—档板；2—斗刃；3—铲斗横断面

$$L = \frac{nQN}{HA} \quad (1-4-21)$$

式中 L ——工作线长度, m;
 n ——前装机每天工作班数;
 Q ——前装机的班生产能力(实方), m^3 ;
 N ——已爆破区段的可采天数,一般为5~10天;
 H ——阶段高度, m;
 A ——爆破带宽度, m。

4.4.5 前装机斗容选择

前装机斗容一般分为几何斗容与额定斗容。参见图1-4-34。

根据所开采的矿岩容重和特性选择前装机的斗容。表1-4-29和表1-4-30列举了“卡特皮勒”、阿利斯·恰尔默斯”公司推荐采用的斗容。

据容重不同矿岩所推荐的斗容

表 1-4-29

前装机型号	发动机功率 ($\times 0.745kW$)	斗容 (m^3)	被铲掘矿岩的容重 (kg/m^3)
CAT-966	140	3.8	780~950
	140	3.04	900~1400
	140	2.47	1000~1770
	140	2.08	1200~2100
	140	1.9	1400~2300
TL-30	184	4.56	500~900
	184	3.80	800~1090
	184	3.04	950~1480
	184	2.66	1200~1770
	184	2.28	1500~2100
	184	1.90	1700~2408

“H-90E型”(231 $\times 0.745kW$) 轮胎式前装机开采不同矿岩的斗容系列

表 1-4-30

铲斗类型	斗容 (m³)	斗刃宽 (m)	矿岩容重 (kg/m³)											
			850	950	1050	1200	1300	1400	1550	1650	1800	1900	2000	
用于装载容重大的矿岩	2.68	2.94												
用于装载	3.06	2.94												
用于粘性矿岩	3.08	3.05												
用于装载	3.44	2.94												
用于煤和容重轻的矿岩	5.35	3.45												

注：表1-4-29及1-4-30中的容重为松散体量。

4.4.6 前装机与挖掘机配合作业

与挖掘机相比，前装机移动灵活，一机多能而且在爆堆很低时就能取得较高的装载效率。因此，国外一些用挖掘机装载的大型矿山都配有前装机配合作业，用以清理工作面，

维护道路以及运送材料等。前装机的台数可按工程量计算,零星作业也可按实际作业的采剥工作面的数目配备设备,一般5个工作面以内配1台轮胎式前装机。表1-4-31列举了几个国外矿山挖掘机与轮胎式前装机的配备情况。

几个国外矿山挖掘机与轮胎式前装机的配备情况

表 1-4-31

国 别	矿 山 名 称	矿岩种类	产 量 (万t/a)	挖掘机及 前装机型号	铲斗容积 (m ³)	台 数
加 拿 大	亚当斯铁矿	矿石	400	P&H1600型挖掘机	4.9	5
		岩石	350	轮胎式前装机	4.2	2
	锡米尔卡门铜矿	岩石	15000t/d	挖掘机 轮胎式前装机	7.6 11.5	4 1
澳 大 利 亚	汤姆·普赖斯铁矿	矿石	1100	M111及M191挖掘机	3.5~9.2	3
		岩石	436	CAT988前装机		1
	纽曼山铁矿	矿石	600	P&H-1900E挖掘机	7.6	2
		岩石	600	88-B柴油挖掘机	3.1	2
				CAT988前装机	3.8	1
	布干维尔铜矿	矿石	90000t/d	P&H-2100B挖掘机	13	6
		岩石	69000t/d	CAT824前装机		2

4.5 推 土 机 采 剥 法

推土机可分为钢绳操纵式和液压操纵式两大类。由于其结构简单、工作灵活可靠、效率较高、维修工作量少,因此,在国内外的砂矿开采中得到广泛应用。

4.5.1 适 用 条 件

- (1) 排弃场在采场两侧或采空区,运距不超过100~150m;
- (2) 重载爬坡的坡度不宜大于20%;
- (3) 一般采剥的砂矿或表土的深度不超过3~4m。对250×0.745kW以上的推土机可到6~10m或更深些。

4.5.2 采 剥 方 法

4.5.2.1 水平分层铲推法

如图1-4-35所示,此法一般要从采场的最远处开始作业。

4.5.2.2 沟槽铲推法

推土机依次在沟槽中铲推(如图1-4-36),沟宽稍大于铲板宽度,沟间暂时留下0.5~0.6m的土埂,待沟槽达到一定深度时再将土埂铲掉,沟的最大深度可达1.4m。此法适用于Ⅲ级以下的土岩。采用此法推土机的一次铲运量可提高30~40%。铲土时的满铲系数见表1-4-32。当土岩未经疏干时沟的深度应当减小。

4.5.2.3 双机并行铲推法

如图1-4-37所示,两台推土机相隔0.25~0.5m同时并行铲推。这样可使推运过程中土



图 1-4-35 水平分层铲推法示意图

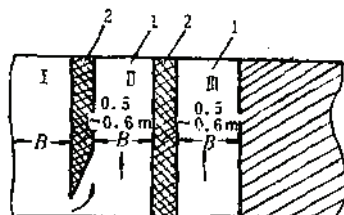


图 1-4-36 沟槽铲推法示意图

I、II、III—沟槽铲推顺序；1—沟槽；2—土埂

满铲系数与沟槽深度及铲运距离的关系

表 1-4-32

沟槽深度 (m)	不同运输距离时铲土的满铲系数						
	25m	45m	65m	85m	105m	125m	145m
0.0	0.7	0.58	0.5	0.48	0.42	0.4	0.38
0.1	0.82	0.71	0.64	0.6	0.58	0.56	0.54
0.2	0.92	0.90	0.88	0.86	0.84	0.83	0.82
0.3	1.08	1.10	1.09	1.08	1.07	1.06	1.05
0.4	1.18	1.22	1.28	1.26	1.22	1.21	1.20
0.5	1.22	1.36	1.40	1.35	1.34	1.32	1.30
0.6	1.32	1.47	1.50	1.49	1.48	1.46	1.45

岩的散失量减少33~50%。

4.5.2.4 预先松动法

用松土机预先松动后Ⅲ级土岩，生产率可提高15~20%，Ⅳ级土岩提高55~60%，Ⅴ级土岩提高1.5~1.7倍。因此，通常要用松土机对Ⅳ~Ⅴ级土岩进行松动。

4.5.2.5 混合法

在生产中可将各种方法混合使用。图1-4-38为双机并行与沟槽混合使用的情况。

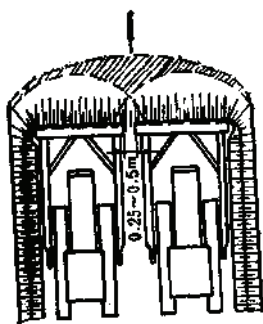


图 1-4-37 双机并行铲推法示意图

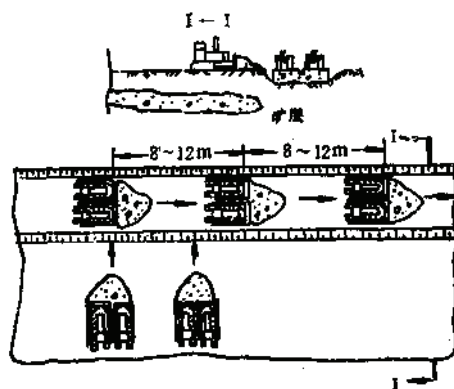


图 1-4-38 双机并行与沟槽混合使用

4.5.3 推土机采剥法与其它系装、运输设备的配合使用

4.5.3.1 推土机配胶带输送机

用推土机开采砂矿时,应用最广泛的采剥运输方式是推土机铲推,经胶带机运往选厂。如图1-4-39所示。具体布置是把矿体划分成单个采区,其面积不大于 $200 \times 200\text{m}^2$ 。在每个采区中间设装载漏斗,下接胶带输送机,将矿砂运往选厂,使推土机的平均铲推距离不大于 $50 \sim 60\text{m}$ 。

4.5.3.2 推土机配单斗挖掘机和胶带输送机

开采薄层砂矿时,为了减少单斗挖掘机及其后续运输设备的移设工作量和提高单斗挖掘机的装载效率,采用推土机铲推、单斗挖掘机装载、胶带机运输。图1-4-40a表示单斗挖掘机横向采掘和推土机平行走向铲推的配置法。当采完一个采掘带(A)后,胶带输送机即向前移设。这种配置法适用于开采宽度大的砂矿。图1-4-40b表示单斗挖掘机纵向采掘和推土机放射铲推的配置法,此法适用于开采宽度窄的砂矿。

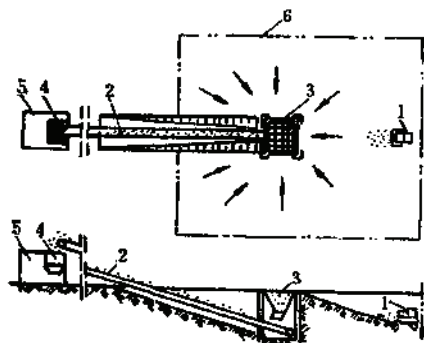


图 1-4-39 推土机配胶带运输机的示意图
1—推土机；2—胶带输送机；3—装载漏斗；4—选厂的矿仓；5—选厂；6—采区境界

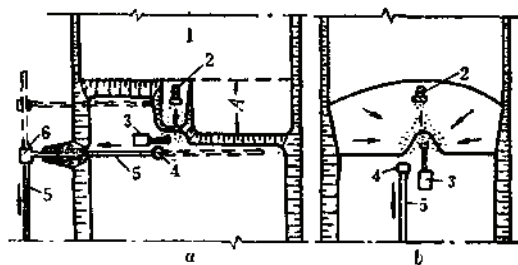


图 1-4-40 推土机配单斗挖掘机和胶带运输机的示意图
1—已剥离区；2—推土机；3—单斗挖掘机；4—装载漏斗；5—胶带输送机；6—转载漏斗

4.5.3.3 推土机配索斗铲和胶带输送机

图1-4-41所示是索斗铲配推土机分别剥离和采矿的情况。此法的特点是：由于索斗铲的挖掘和卸载半径大,挖掘深度大,因而索斗铲可以站立在地表进行采掘。此时表土可堆积在采场的侧帮,矿砂运输设备可安装在地表,既可节省开沟工程量,对设备的维修也很方便,可充分发挥推土机的推运效率。而且索斗铲还能顺利地采掘带粘性含石率较高的土层。

苏联采砂船开采地区用这种剥离方式所占的比重将近30%。

4.5.3.4 推土机配水枪

图1-4-42所示是推土机配水枪的几种情况。其特点是利用推土机铲推矿砂并堆积在适当位置,再用水枪冲采形成泥浆,然后用水力送往选厂。当开采厚度小于 2m 的砂矿时,首先用推土机铲推成堆,然后用水枪冲采(图1-4-42a),可减少水枪及砂泵的移设工作量,提高水枪的冲采效率。特别是开采海滨薄层砂矿时,此法可缩短砂浆流运距离,保证砂浆浓度的稳定,减少金属损失。图1-4-42b所示为推土机配水枪开采薄层坡积砂矿的情况。当砂层含石率较高时,该方式在冲采过程中便于清除大块废石。图1-4-42c所示是开

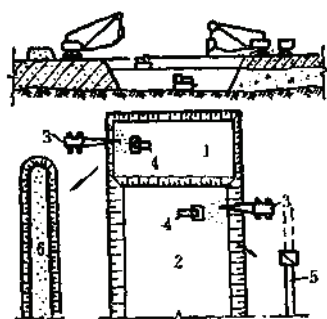


图 1-4-41 推土机配索斗铲和胶带输送机示意图

1—剥离区；2—采矿区；3—索斗铲；4—推土机；
5—胶带机；6—排弃场

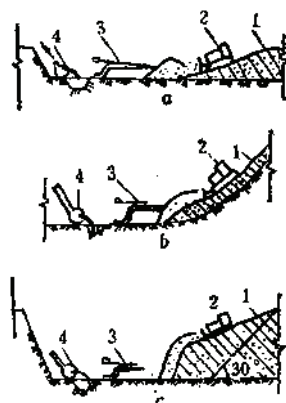


图 1-4-42 推土机配水枪的采剥工作面示意图

a—薄层砂矿；b—堆积薄层砂矿；c—致密难冲采的砂矿，推土机预先松散；1—砂矿层；2—推土机；
3—水枪；4—砂泵

采致密难冲采的砂矿时，推土机起到预先松散和集堆的作用，从而降低水枪射流工作压头及冲采的单位耗水量。

4.5.3.5 推土机配挖掘机和汽车

小关铝矿曾采用此法开采铝矿。该矿的矿体平均厚度约为3.6m，倾角为 $10^{\circ} \sim 12^{\circ}$ ，矿石 $f=4 \sim 7$ 。采矿时先用小型凿岩机打2~2.5m深的下向炮孔进行爆破。爆破带沿走向的宽度为5~6m，沿倾斜的长度为60~70m。爆破后用 $80 \times 0.745\text{kW}$ 的移山80型推土机沿倾斜向下以沟槽铲推法进行集矿，再用 1m^3 挖掘机装入汽车运至破碎厂。推土机集矿的情况见图1-4-43。

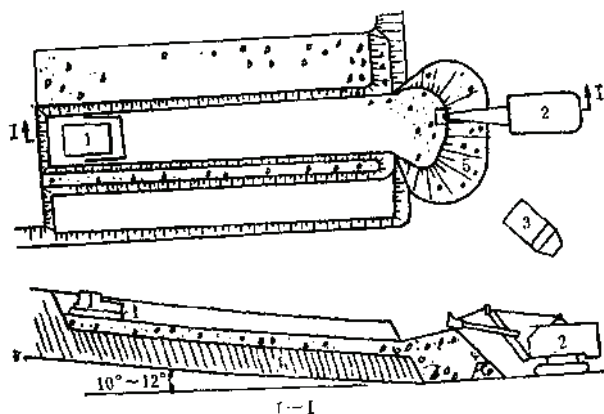


图 1-4-43 推动机集矿示意图

1—推土机；2— 1m^3 挖掘机；3—汽车；4—矿体；5—爆堆

4.6 铲运机采剥法

铲运机采剥法是用以铲运机为主的成套设备进行采剥。成套设备中包括推土机和铲运

机以及辅助作业的平地机等。铲运机的种类繁多，主要有标准式、推拉式和升运式三种。

4.6.1 土岩掘松难度的标准

影响土岩机械掘松的因素见表1-4-33，其中声波的传播速度是各种土岩掘松难度的标准。当声波速度约为1000m/s时，一般不需机械预松；当速度超过2600m/s时，实际上是不能掘松的。

影响土岩机械掘松的因素

表 1-4-33

土岩的基本特性	土 岩 的 掘 松 难 度		
	容 易 掘 松	掘松难度中等	实际上不能掘松
1	2	3	4
自然特性	沉积岩，砂岩，石灰岩粘土、 亚粘土、亚砂土等	变质岩：片麻岩石英岩、结晶 页岩等	岩浆岩，花岗岩暗色岩，玄 武岩等
结 构	裂隙、断裂、弱面、严重风 化、填料松散的粗品粒构造	2和4之间的结构	结构上块大而质均，粒度小 而有胶结料，有大块顽石
物理、机械性	根据M·M·普罗托吉雅柯诺 夫的分类，岩石整体的硬度系 数不超过6，岩石的容重2.6t/m ³	根据M·M·普罗托吉雅柯诺 夫的分类，岩石整体的硬度系数 为6~8，带部分硬度系数≤10的杂 质（夹层）岩石容重3.6t/m ³	根据M·M·普罗托吉雅柯诺 夫的分类，岩石整体的硬度系 数≥8，岩石的容重3t/m ³
声波传播速度 (m/s)	≤2100	2100~2600	2600以上

4.6.2 铲运机采剥的适用条件

(1) 易装、易散开的土壤或易碎的岩石，容重不超过3t/m³，声波传播速度不超过2600m/s；

(2) 土壤的湿度为5~8%，在特殊情况下可达25%。当湿度超过25%时，将因牵引车和铲运车辆陷入土中而不能作业；

(3) 运距不超过0.5~3.5km；

(4) 一些新式铲运机能铲运土岩的最大块度达0.6m。

4.6.3 工作面主要技术参数

铲运机采剥法多用于缓倾斜、易实现内部回填的矿体的开采，见图1-4-44。

4.6.3.1 阶段高度

当铲运机进行倾斜分层铲装时，阶段高度应满足下式：

$$H \geq L \sin \alpha \quad (1-4-22)$$

式中 H ——阶段高度，m；

α ——工作面与水平面所成的倾角，下坡装载时为5°~6°即8%~10%；

L ——工作面的最小长度，大型铲运机为30~50m。

4.6.3.2 工作面的最小宽度

一般在铲装工作面可同时用铲运机、松土机、平地机三种设备。推土机助推是与铲运

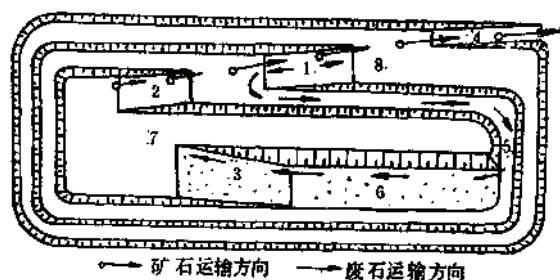


图 1-4-44 铲运机采剥采场平面布置示意图

1—剥离工作面；2—采矿工作面；3—排废工作面；4—主要运输道路；5—阶段运输道路；6—排弃场；
7—采空区；8—超前平台

机在同一个工作带上作业。平地机是在铲运机铲过三次之后形成新脊部才进行作业。铲装工作面由铲装带、预松带、运输带、排水沟等四部分组成。工作面的最小宽度如图1-4-45所示。其值可按1-4-23式计算。计算表明：在一侧设排水沟时，斗容为 $25 \sim 30 \text{ m}^3$ 铲运机的工作面最小宽度为 $50 \sim 55 \text{ m}$ 。

$$B = 9(b + a) + B_d \quad (1-4-23)$$

式中 B ——工作面最小宽度，m；

b ——铲运机切削宽度，m；

a ——脊部宽度，m；

B_d ——水沟宽度，m；

h ——水沟深度，m。

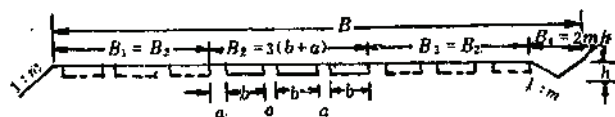


图 1-4-45 工作面最小宽度组成示意图

4.6.3.3 超前平台宽度和最小长度

超前平台宽度应与铲装工作面宽度相适应。其最小长度应能保证铲运机安全调车。其值可按1-4-24式计算。

$$L = 2(C + R) + 5 \quad (1-4-24)$$

式中 L ——超前平台最小长度，m；

C ——铲运机长度，m；

R ——铲运机最小转弯半径，m。

4.6.4 实 例

国外铲运机采剥矿山实例见表1-4-34。

铲运机采剥矿山实例

表 1-4-34

序号	矿山名称	开采规模	主要作业条件	作业方式
1	2	3	4	5
1	卢阿兹水 泥厂石灰 石 矿 (法国)	石灰石 120万m ³ /a	两班作业, 运距为0.5~1.5km	(1) 用375×0.745kW的CAT-119型推土机, 上挂三齿松土器将矿石钩松 (2) 用21.4m ³ 的CAT-641型铲运机依次在四个采区铲装石灰石并运到拌和堆场 (3) 用125×0.745kW的12E型自行平地机平地
2	维特里石 灰石矿 (法国)	石灰石原矿 130万t/a	矿床上层为泥灰岩, 无表土, 石灰石的质量各层不同 f=3~4, 个别达5~6, 自然含水15%采出的石灰石需要拌合	(1) 用1台带911型单齿松土器的119G型推土机对坚硬的石灰岩预松 (2) 用2台24.5m ³ 的CAT-657型铲运机经推土机助推铲装后将石灰石运到680~1700m处的拌和堆场并分层堆积 (3) 用CAT-14型平地机平整
3	奥里因石 灰石矿 (法国)	石灰石 100万t/a 剥离 20万t/a	两班作业, 为泥灰岩和石灰岩, 自然湿度15%, 采场深约40m	(1) 对密实的石灰岩层用松土机预松 (2) 用2台17m ³ 的CAT-627PP型铲运机, 在铲装时联合起来, 开始时, 后一台起助推作用, 随后前一台作牵引机帮助后一台装运。
4	特文比尤 特斯铜矿 (美国)	剥离 25万t/a	覆盖层平均厚140m为砂土、粘土和粉砂岩	用42台30.6m ³ 的666型铲运机将土岩运至采场内的漏斗中运距600m, 经25°的斜坡胶带机运到地面漏斗, 再用自卸卡车运往坝坝

4.7 索斗挖掘机采剥法

4.7.1 概 述

4.7.1.1 索斗挖掘机类型

按行走方式, 索斗挖掘机可分为:

- (1) 轨道走行式;
- (2) 轮胎走行式;
- (3) 履带走行式;
- (4) 迈步式。

轨道走行式索斗挖掘机, 灵活性较差, 需要经常搬移铁路, 很少使用。

轮胎走行式索斗挖掘机虽然机动灵活, 行驶速度较快, 但对道路要求较高, 雨季作业较困难, 故较少使用。

履带走行式索斗挖掘机稳定性好, 对地压强小, 能在承载能力小的松软土岩上, 在狭窄的地域内, 在崎岖不平的地带中工作, 使用较广。

迈步式索斗挖掘机有大直径的底座, 具有高度稳定性, 允许使用长悬臂和大铲斗, 对地压强小, 能在极松软的土岩上运行作业, 使用较广。

4.7.1.2 索斗挖掘机的主要工作参数和尺寸

索斗挖掘机的主要尺寸为工作半径 B 和卸载高度 G 。

其他参数尺寸为：

A ——后端（尾部环绕）半径；

C ——悬臂底座半径；

D ——后端净空高度；

E ——悬臂底座高度；

F ——卸载（装具）剔除高度；

H ——悬臂天轮切点高度；

J ——挖掘深度；

K ——悬臂切点天轮直径；

L ——底座（圆筒）直径；

M ——悬臂倾角。

迈步式索斗挖掘机的工作参数和尺寸见图1-4-46。

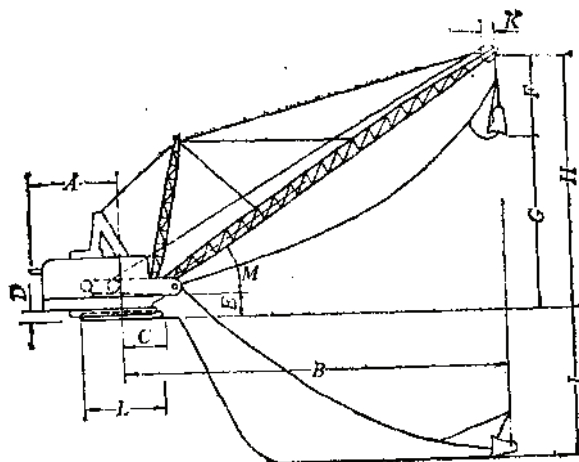


图 1-4-46 迈步式索斗挖掘机的工作参数和尺寸

4.7.1.3 索斗挖掘机的主要特点

索斗挖掘机与单斗挖掘机相比具有以下特点：

(1) 斗容、功率和重量相近时，索斗挖掘机的臂架长，工作尺寸大。因此斗容同为 4m^3 时，索斗挖掘机的工作（挖掘、卸载）半径和卸载高度为单斗挖掘机的两倍以上；斗容同为 10m^3 以上者，索斗挖掘机的工作半径和卸载高度为单斗挖掘机的 3 倍以上；

(2) 索斗挖掘机在挖掘过程中无冲击载荷，机体无振动，因而机械磨损少，维修工作量也少；

(3) 迈步式索斗挖掘机的底座为巨大圆筒，因此具有高度的稳定性，允许采用长悬臂和大铲斗，而地面承载的压强较小，可以在很松软的岩土上运行和作业。

对于覆盖层不很厚（ $40\sim 60\text{m}$ ）的缓倾斜矿体，可以用索斗挖掘机剥离覆盖层，将废石（或土）直接排至采场内部采空区回填，可取得较优的经济效果。

4.7.2 索斗挖掘机采剥方法

4.7.2.1 采剥方法分类

用索斗挖掘机剥离矿体覆盖层和采矿的主要方法见表1-4-35。

索斗挖掘机采剥方法分类

表 1-4-35

采 剥 方 法	图 纸 编 号
1	2
一、索斗挖掘机剥离法	
1. 直接捣堆剥离法	
(1) 向开采境界外直接捣堆剥离法	图1-4-47
(2) 向采空区直接捣堆剥离法	图1-4-48
(3) “翻抛”式开采法	图1-4-49
2. 再捣堆剥离法	
(1) 单台索斗挖掘机再捣堆剥离法 {	
(1) 切槽扩阶段再捣堆剥离法	图1-4-50
(2) 撒向剥离法	图1-4-51
(2) 两台索斗挖掘机再捣堆剥离法 {	
(1) 中间扩阶段剥离法	图1-4-52
(2) 梯段式剥离法	图1-4-53
3. 索斗挖掘机与挖掘机配合剥离法	图1-4-54
4. 索斗挖掘机与推土机配合剥离法	图1-4-55
二、索斗挖掘机采矿法	
1. 索斗挖掘机“翻抛”式采矿法	
2. 索斗挖掘机—汽车采矿法 {	
(1) 索斗挖掘机、汽车在矿体顶板的采矿法	图1-4-56
(2) 索斗挖掘机在顶板汽车在底板的采矿法	
3. 索斗挖掘机—胶带输送机采矿法	图1-4-57
4. 索斗挖掘机直接向浮式选厂供矿的采矿法	图1-4-58

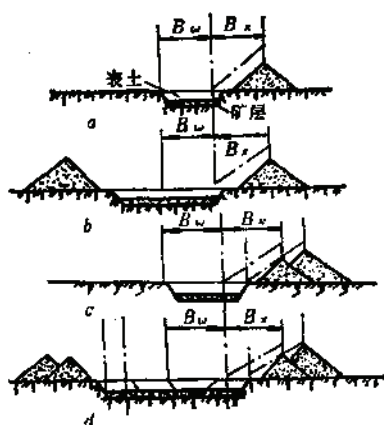


图 1-4-47 向开采境界外直接捣堆剥离法
 B_w —挖掘半径; B_x —卸载半径

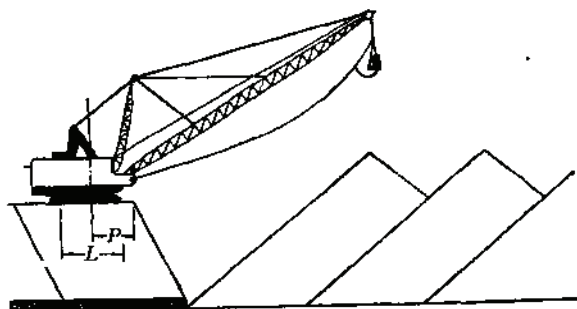


图 1-4-48 向采空区直接捣堆剥离法
 P —站位距离; L —索斗挖掘机底座直径

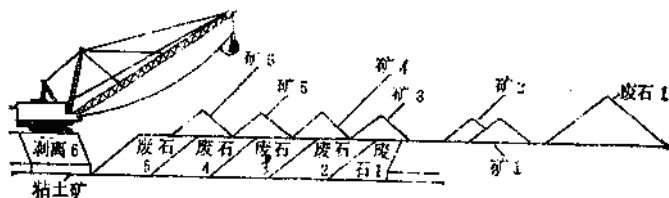


图 1-4-49 “翻抛”式开采法

注：此法主要用于覆盖层和矿层厚度适当的高岭土—粘土矿开采。剥离、采矿和复田几乎同步完成

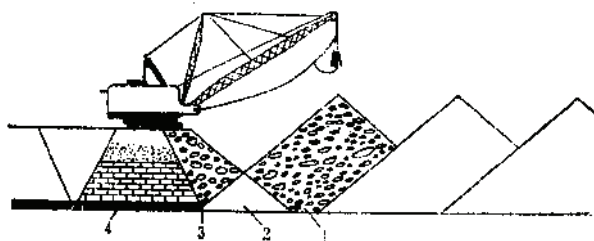


图 1-4-50 切槽扩阶段再捣堆剥离法

1—最终废石堆；2—无须捣堆部分；3—捣堆废石；4—矿层

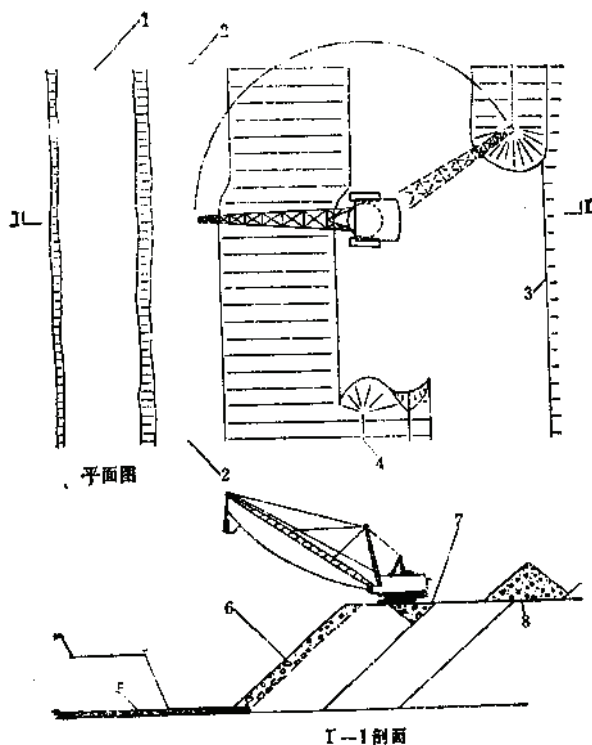


图 1-4-51 撤回剥离法

1—超前台阶；2—出露矿层；3—先回抛的废石堆；4—老废石堆顶；5—矿层；6—回抛废石；7—捣堆填平废石；8—新回抛的废石堆

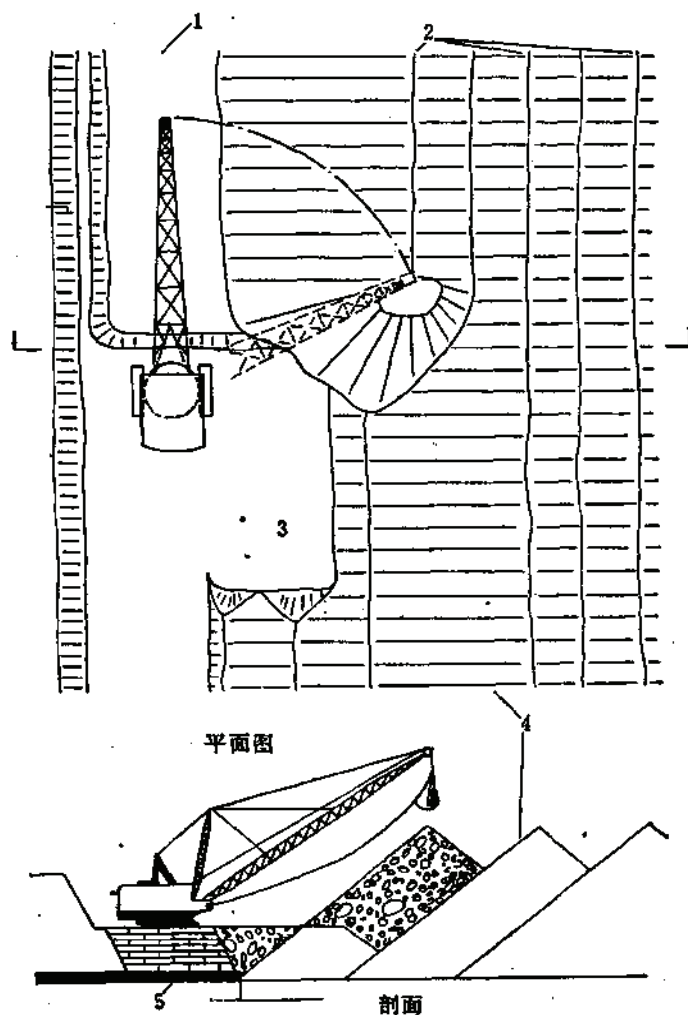
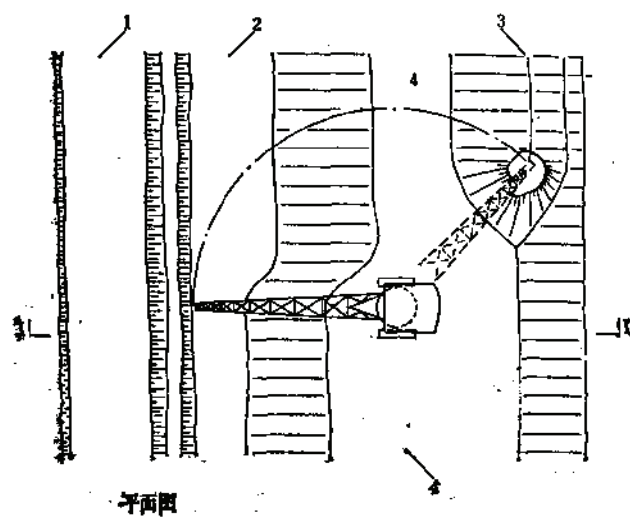


图 1-4-52 中间扩阶段剥离法

1—出露矿层；2—废石堆顶；3—扩大阶段；4—原剥离高度废石堆；5—矿层



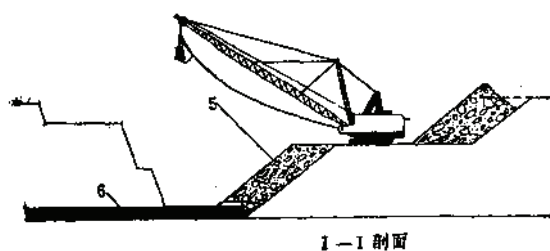


图 1-4-53 梯段式剥离法

1—超前阶段；2—出露矿层；3—废石堆顶；4—水平阶段；5—抛堆废石；6—矿层



图 1-4-55 索斗挖掘机与推土机配合剥离法

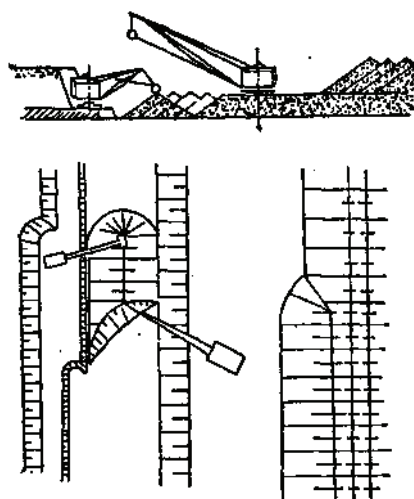


图 1-4-54 索斗挖掘机与推土机配合剥离法

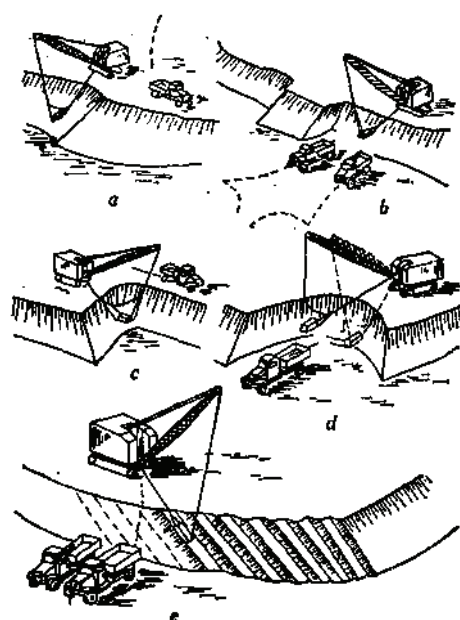


图 1-4-56 索斗挖掘机与汽车配合采矿法

a、c—索斗挖掘机与汽车同在矿体的顶板上；b、d、e—索斗挖掘机在矿体顶板上，汽车在矿体底板

4.7.2.2 采掘带宽度 W

根据几何关系确定采掘带允许宽度

1. 单采掘带单面排土剥离法的采掘带宽度

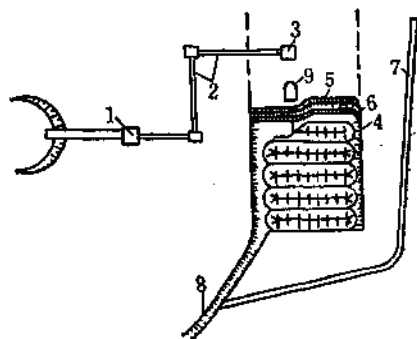


图 1-4-57 索斗挖掘机与胶带输送机配合采矿法

1—选厂；2—胶带输送机；3—受矿漏斗及给矿机；
4—排弃场；5—剥离阶段；6—采矿阶段；7—截水沟；
8—主要排水沟；9—索斗挖掘机



图 1-4-58 索斗挖掘机直接向浮式选厂供矿采矿法

1—索斗挖掘机；2—浮式选厂；3—尾矿堆

用挖掘半径计算：

$$W \leq B_w - 2J \operatorname{ctg} \phi - P \quad (1-4-25)$$

用卸载高度计算：

$$W \leq \frac{T^2 \operatorname{ctg} \beta}{JK_P} - J \operatorname{ctg} \phi \quad (1-4-26)$$

式中 B_w ——索斗挖掘机的挖掘半径，m；

J ——表土厚度，m；

ϕ ——剥离阶段坡面角， $(^\circ)$ ；

P ——索斗挖掘机中心线距剥离阶段坡顶或排弃场坡底的距离，m；

T ——索斗挖掘机的卸载高度，m；

β ——排弃场的坡面角， $(^\circ)$ ；

K_P ——排弃场上岩的松散系数。

各个尺寸参见图1-4-59。

根据公式 (1-4-25) 和 (1-4-26) 的计算结果，从中选取较小的 W 值。若该值小于矿床的宽度时，则可考虑将矿床分为两个条带剥离。

关于双采掘带双面排土开采参数的确定，与上述计算相同。

2. 双采掘带单面排土剥离法的采掘带宽度可参照图 1-4-60 及式 1-4-27~1-4-30 计算。

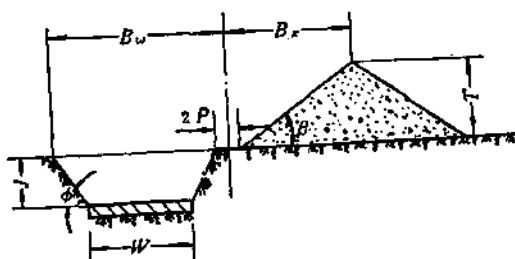


图 1-4-59 单采掘带单面排土剥离法的采掘带宽度

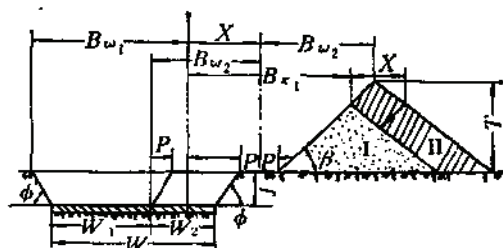


图 1-4-60 双采掘带单面排土剥离法的采掘带宽度

当索斗挖掘机在位置 I 开采第一个采掘带 (宽度为 W_1) 时:

$$W_1 \leq \frac{(B_{w1} + B_{x1} - W - 2Jctg\phi - 2P)^2}{JK_Ptg\beta} - Jctg\phi \quad (1-4-27)$$

式中 W_1 ——第一采掘带宽度, m;

W ——矿床宽度, $W \leq W_1 + W_2$;

W_2 ——第二采掘带宽度, m;

由图可知, $W_2 = X$

(1-4-28)

$$W_2 \leq B_{w2} - Jctg\phi - 2P$$

(1-4-29)

$$T \geq T_1 K_P$$

(1-4-30)

式中 B_{w2} ——索斗挖掘机的挖掘半径, m;

X ——索斗挖掘机的移动距离, m;

T_1 ——第一采掘带索斗挖掘机卸载高度, m;

其它符号同前。

3. 索斗挖掘机的合理采掘带宽度

通常, 索斗挖掘机的合理采掘带宽度如表1-4-36所示

采掘带的合理宽度

表 1-4-36

索斗挖掘机悬臂长 (m)	采掘带宽度 (m)
16	8~12
20	10~15
40	20~30
60	30~40
75	30~40
90	40~50
100	40~50

即合理的采掘带宽度约为悬臂长度的50~75%。

4.7.2.3 阶段高度、工作线长度和平盘宽度的确定

1. 阶段高度

用索斗挖掘机剥离不需爆破的土岩时, 应有与其工作参数相应的阶段高度。同时, 亦应考虑覆盖层的厚度 (阶段高度)、采掘带宽度、剥离量及剥离方法, 确定所用索斗挖掘机的规格。

覆盖层较薄时, 一般以覆盖层的厚度为剥离阶段的高度。覆盖层较厚时, 可考虑采用超前阶段或扩阶段再捣堆等剥离方法。其阶段高度的变动范围如表1-4-37。

覆盖层较薄, 采用较小的索斗挖掘机, 合理的阶段高度应保证铲斗的满斗系数和较高的生产能力。

例如, $4m^3$ 斗容的WB-4/40型索斗挖掘机, 其合理的阶段高度为6~8m; $5m^3$ 的9III-5/45型索斗挖掘机的合理阶段高度为8~11m。若阶段高度过高, 则铲装循环时间将增长, 如超高1m, 则循环时间增加1~1.6秒, 生产能力降低5~7%或更多。

2. 工作线长度

索斗挖掘机阶段高度的变动范围

表 1-4-37

挖掘高度 (m)	挖掘深度 (m)	阶 段 高 度 (m)		
		上 阶 段	下 阶 段	合 计
>40	>40	25~30	40~60	65~90
30~40	40	20~25	40	60~65
15~25	30~25	10~15	30~35	40~50

使用索斗挖掘机剥离时,沿采掘工作线应具有较大的超前剥离,揭露出足够的备采矿量,以减少每个采掘带采完时的停顿时间。

备采矿量应能保证剥离索斗挖掘机停止作业(年修、中修、大修)1~3个月时,仍能保持采矿采装设备连续作业。

需要爆破的剥离工作线,剥离超前距离不小于50m;不需爆破的剥离工作线,剥离超前距离不小于最大挖掘半径的两倍。

苏联的不同规格索斗挖掘机采用的工作线长度范围如表1-4-38

剥离工作线长度

表 1-4-38

索斗挖掘机型号	工 作 线 长 度 (m)	
	比较短的矿体	比较长的矿体
ЭШ-4/40, ЭШ-6/60	600~800	1000~1200
ЭШ-14/75, ЭШ-15/90	800~1000	1500~2000
ЭШ-25/100, ЭШ50/125	1000~1200	2000~2500

3. 最小工作平盘宽度

用索斗挖掘机剥离时,矿石的运输线路可能布置在矿层顶板(图1-4-61),或在矿体底板(图1-4-62)上。

运输线路布置在矿体顶板上时,最小工作(运输)平盘宽度如表1-4-39及图1-4-61。

线路布置在矿层顶板时,运输平台宽度

表 1-4-39

运输类型	平 盘 要 素 (m)			运输类型	平 盘 要 素 (m)		
	X	Z	N		X	Z	N
铁路运输:				汽车运输			
单 线	2.5	2.5	5.0	单 线	3.0	3.0	6.0
双 线	2.5	7.0	9.5	双 线	3.0	7.0	10.0
运输机运输	1.75	3.75	5.5				

注: X—运输线路中心到剥离阶段被底线之间的距离; Z—运输线路中心到采矿阶段被顶线之间的距离; N—运输线路最小平盘宽度, $N = Z + X$

运输线路布置在矿层底板上时,最小工作(运输)平盘宽度如表1-4-40及图1-4-62。

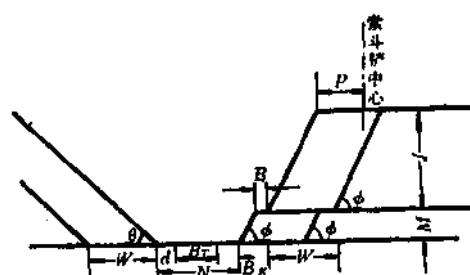
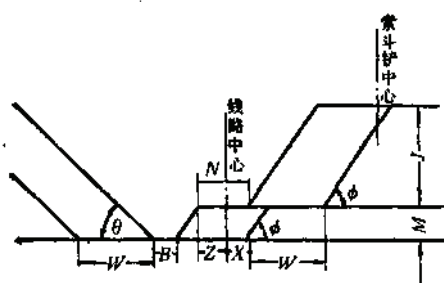


图 1-4-61 运输线路布置在矿层顶板上示意图 图 1-4-62 运输线路布置在矿层底板上示意图

线路布置在矿层底板上时, 运输平盘宽度

表 1-4-40

运输类型	平 盘 要 素 (m)			
	d	B_T	B_K	N
铁路运输:				
单 线	1.5	5.0	$0.5M$	$6.5 + 0.5M$
双 线	1.5	9.5	$0.5M$	$11 + 0.5M$
汽车运输:				
单 线	1.5	6.0	0.5	$7.5 + 0.5M$
在已采爆破处运行	1.5	—	$0.5M$	$1.5 + 0.5M$
运输机运输	1.5	8.0	$0.5M$	$9.5 + 0.5M$

注: d —排水沟占用宽度; B_T —运输线路占用宽度; B_K —爆堆伸出宽度; N —运输平盘宽度, $N = d + B_T + B_K$

4.7.3 索斗挖掘机应用实例

我国山东铝厂矿山公司于60年代与北京矿冶研究院和沈阳铝镁设计院合作, 完成了索斗挖掘机无运输开采工艺的试验研究, 取得了初步效果, 证明用这种设备开采缓倾斜薄矿体, 在技术上是可行的, 在经济上是合理的。

该厂泮水矿区是奥陶纪石灰岩组成的晚年期地形, 矿床为一单斜构造, 与围岩呈缓倾斜平行不整合接触, 自上而下为粘土, 页岩, 草埠岭石灰岩, 页岩和铝土矿, 走向长约1600m, 倾角 $8^{\circ} \sim 10^{\circ}$, 矿厚平均1.61m, 局部有“漏斗”凹陷。矿岩的物理机械性质如表1-4-41。

泮水矿区矿岩物理机械性质表

表 1-4-41

项 目	体 重 (t/m^3)	松 散 系 数	普氏硬度系数
矿 石	2.9	1.7	6~8
石 灰 石	2.5	1.5	4~6
页 岩	—	1.5	1.5~4
表 土	1.6	1.4	0.8

采场参数见表1-4-42及图1-4-63。

索斗挖掘机剥离与挖掘机—汽车采矿工艺配合方法如图1-4-64。

该矿索斗挖掘机剥离挖掘机采矿工艺工业试验期间(1年)与当年1m³挖掘机及载重7.5t汽车剥离工艺的技术经济指标比较如下表1-4-43。

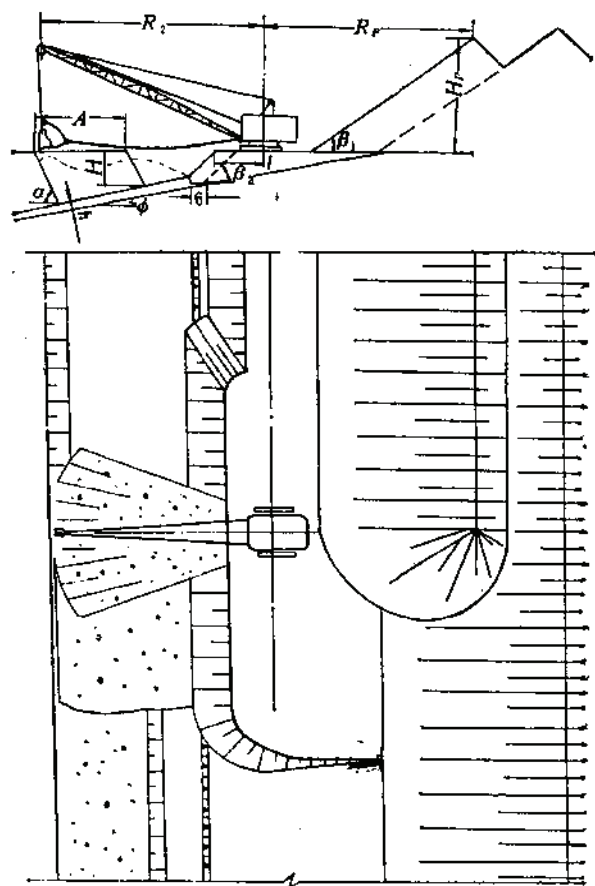


图 1-4-63 泮水矿区索斗挖掘机剥离采矿参数示意图

泮水矿区索斗挖掘机采矿参数表

表 1-4-42

参 数 名 称	设计参数	实测参数
1	2	3
采掘带宽度, A (m)	15	13
阶段高度 (m)	7~9	7~9
阶段坡面角 ($^{\circ}$)	66	58.8
排弃场高度 (m)	16.4	12.5
排弃场坡面角 ($^{\circ}$)	36	37.6
工作线长度 (m)	160	160
挖掘机工作平台宽度 (m)	180	180
挖掘机工作平台高度 (m)		3~4
挖掘机工作平台坡面角 ($^{\circ}$)	36	41.6
挖掘机中心线至坡顶线距离 (m)	8	6.3
挖掘机移动时踏板至坡顶线距离 (m)	3	1.2
挖掘机工作尺寸:		
挖掘半径 (m)	38	37.7
卸载半径 (m)	38	37.7
卸载高度 (m)	16.4	15

注: 设计时取悬臂倾角为 30° , 试验时悬臂倾角为 32.5° 。

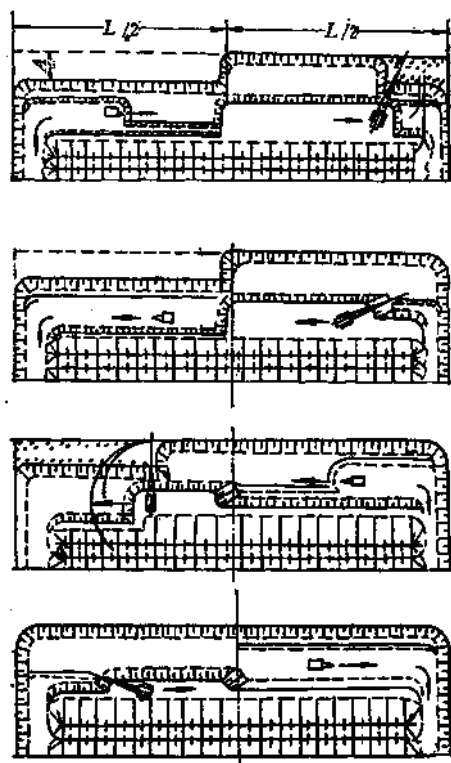


图 1-4-64 沔水矿区索斗挖掘机剥离与挖掘机采矿工艺配合示意图

沔水矿索斗挖掘机试验指标

表 1-4-43

技 经 指 标	索 斗 挖 掘 机	挖 掘 机 — 汽 车
挖掘机台班效率 (m ³)	430~500	246.78
汽车台班效率 (m ³)		68
工作面工班劳动生产率 (m ³)	56	21.5
剥离车间成本 (元/m ³)	1.51	2.5

第五章 穿 孔 工 作

责任编辑单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院

编 写 人 于海涛

5.1 穿孔方法和穿孔设备

5.1.1 穿 孔 方 法

露天矿目前使用的穿孔方法,按钻进或能量利用方式,分为机械穿孔和热力穿孔。

机械法穿孔,是当前国内、外露天矿穿孔作业应用最普遍的方法,适用于各种硬度的矿岩的穿孔作业。

热力穿孔法因成本太高和尚存在一些技术问题,未能普遍应用,只是在十分坚硬的铁燧石中穿孔时采用。

此外,化学和声波穿孔尚在研制之中。

5.1.2 穿 孔 设 备

露天矿穿孔设备按其穿孔深度分为深孔和浅孔凿岩设备。

深孔穿孔设备主要有:牙轮钻机、潜孔钻机和钢绳冲击式钻机。

5.1.2.1 牙轮钻机

牙轮钻机具有穿孔效率高,作业成本低,机械化、自动化程度高,适应各种硬度的矿岩穿孔作业等优点,已成为当今世界各国露天矿最先进的穿孔设备。

我国大中型露天矿穿孔作业采用牙轮钻机日益增多。目前我国已定型生产的牙轮钻机有KY-310、KY-250型,正在积极研制的有KY-380、KY-290、KY-150、KY-120等型号。

当选用牙轮钻机时,大型和特大型露天矿一般应选用孔径310~380mm的牙轮钻机;中型露天矿一般应选用150~250mm孔径的牙轮钻机。

5.1.2.2 潜孔钻机

潜孔钻机具有机动灵活,设备重量轻,价格低,穿孔角度变化范围大等优点。但穿孔技术和穿孔效率不如牙轮钻机。它是中小型露天矿主要穿孔设备,适用于中硬矿岩穿孔。

我国已定型的潜孔钻机有KQ-150 (KY-150)、KQ-200、KQ-250型。KQ-150、KQ-200型一般用于中小型露天矿,KQ-250型一般用于大中型露天矿的穿孔作业。

5.1.2.3 钢绳冲击式钻机

钢绳冲击式钻机,由于技术落后,效率低,对矿岩力学性质适应性差,操作笨重,穿孔成本高,现已基本被淘汰。只有极少数矿山和农田水利建设部门仍保留使用。

5.1.2.4 凿岩机和凿岩台车

凿岩机按其使用动力可分为风动凿岩机、液压凿岩机、内燃凿岩机和电力凿岩机四类。

凿岩机是小型露天矿的主要穿孔设备。同时也是大中型露天矿一次浅孔、二次破碎、

采场边坡清理、三角岩体处理、根底消除以及露天矿硐室工程等凿岩作业的主要设备,我国露天矿广泛使用的是以压缩空气为动力的风动凿岩机。

目前,露天矿实际使用凿岩台车的较少。但是,凿岩台车对提高凿岩效率、改善劳动条件、进行多品级矿石分采以及边坡处理、运输道路的修筑等工作是较为有利的。

5.2 牙轮钻机穿孔作业

5.2.1 穿孔效率

牙轮钻机穿孔效率指标可通过计算方法或参考类似生产矿山指标直接选取。

(1) 牙轮钻机的台班生产能力可按式(1-5-1)计算:

$$V_b = 0.6vT_b\eta \quad (1-5-1)$$

式中 V_b ——牙轮钻机台班生产能力, m;

v ——牙轮钻机的机械钻进速度, cm/min;

T_b ——班工作时间, h;

η ——工作时间利用系数, 0.4~0.5。

牙轮钻机的钻进速度是牙轮钻机的重要技术指标, 它与钻机性能、钻头型式、孔径、矿岩硬度诸因素有关。计算过程中也可按式(1-5-2)近似计算:

$$v = 3.75 \frac{Pn}{9.8 \times 10^3 Df} \quad (1-5-2)$$

式中 v ——牙轮钻机的机械钻进速度, cm/min;

P ——轴压, N;

n ——钻头转速, r/min;

D ——钻头直径, cm;

f ——岩石坚固性系数。

设计中亦可按表1-5-1选取。

牙轮钻机穿孔速度参考值

表 1-5-1

项 目	孔 径 220~250 (mm)	孔 径 250~310 (mm)	孔 径 310~380 (mm)
回转速度(r/min)	0~120	0~120	0~120
回转功率(kW)	40	50~55	55~75
轴压(9.8×10^3 N)	32~36	(40~45)	(45~50)
排渣风量(m^3/min)	30	40	>40
钻进速度(cm/min)	0~250	0~200	0~200

影响钻机工作时间利用率的主要因素有两方面: 一是因组织管理不科学造成的外因停歇时间, 另一方面是钻机本身故障所引起的内因停歇时间, 国产牙轮钻机的时间利用率低主要是后一种因素。表1-5-2是东鞍山铁矿1984年45R型牙轮钻机时间利用系数; 大石河铁矿HYZ-250C型牙轮钻机的各种非工作时间所占比例见表1-5-3。

(2) 国内部分矿山牙轮钻机综合效率见表1-5-4。

东鞍山铁矿牙轮钻机时间利用率

表 1-5-2

钻机编号	钻机型号	作业时间 (%)	非作业时间 (%)	停止时间 (%)
3	45R	31	3.6	65.4
4	45R	37	3.6	59.4
5	45R	28.6	3.9	67.5
6	45R	41	3.9	55.1
7	45R	45	5	50

大石河铁矿牙轮钻停歇时间比例

表 1-5-3

停电	待孔位	待水	避炮	待钻具	计划检修	其他
11%	10%	8%	3%	23%	17%	27%

注：在停歇时间中，外因停歇占总停歇时间的47.8%，内因停歇占总停歇52.2%。

部分露天矿牙轮钻机综合效率

表 1-5-4

矿山名称	矿岩硬度 (f)	钻机型号	矿岩穿孔单台综合效率 m/a			
			1981年	1982年	1983年	1984年
东鞍山铁矿	$f = 8 \sim 20$	45R	31625	38100		31199
眼前山铁矿	矿： $f = 16 \sim 20$ 岩： $f = 8 \sim 12$	45R	27791	32520	22025	23932
		HrZ-250B	11750		33016	32384
水厂铁矿	$f = 8 \sim 14$	45R	33346	29000	31000	37000
		HrZ-250	4200	5000	11000	15000
齐大山铁矿	$f = 12 \sim 18$	45R	36714	25482	27983.6	25675.4
南芬铁矿	$f = 14 \sim 18$	45R	44740	42316	50369	41801
	$f = 8 \sim 12$	60R	36210	43099	32815	45067
歪头山铁矿	$f = 12 \sim 15$	45R	35864	32652		

(3) 设计采用牙轮钻机效率参考指标见表1-5-5。

牙轮钻机效率设计参考指标

表 1-5-5

钻机型号	孔径 (mm)	矿岩硬度系数 (f)	台班效率 (m)	台日效率 (m)	台年效率 (m)
KY-250	250	6~12	25~50	70~150	25000~35000
		12~18	15~35	50~100	20000~30000
KY-310	310	6~12	35~70	100~200	30000~45000
		12~18	25~50	70~150	
45R	250	8~20			30000~35000
60R	310	8~20			35000~45000

5.2.2 设备数量的确定

露天矿所需牙轮钻机数量可按式 (1-5-3) 确定:

$$N = \frac{Q}{Q_1 q (1 - e)} \quad (1-5-3)$$

式中 N ——所需设备数量, 台;

Q ——设计的矿山年采剥总量, t ;

Q_1 ——每台牙轮钻机的年穿孔效率, m/a ;

q ——每米炮孔的爆破量, t/m ;

e ——废孔率, %。

计算穿孔设备数量时, 每米炮孔爆破的矿(岩)量, 一般应按设计的矿(岩)爆破孔网参数分别进行计算, 有时也可参照表1-5-6选取。

每米孔爆破量参考指标

表 1-5-6

炮孔直径(mm)	矿岩种类	每米孔爆量(t/m)
250	矿石	100—140
	岩石	90—130
310	矿石	120—150
	岩石	100—130

国内部分露天矿每米钻孔爆破量见表1-5-7。

每米钻孔爆破量实际指标

表 1-5-7

矿山名称	段高 (m)	孔径 (mm)	年份	每米孔崩矿(岩)量(t/m)	
				矿石	岩石
东鞍山铁矿	12	250	1977~1981	128~146	103~126
大孤山铁矿	12	250		125~135	120~135
齐大山铁矿	12	250	1980~1984	125	137
眼前山铁矿	12	250		115	110
南芬铁矿	12	250	1980~1983	103~120	89~97
		310		122~133	114~125

钻机台年生产能力, 包括废孔在内。国内一些露天矿的牙轮钻机的废孔率见表1-5-8。
设备数量计算时牙轮钻机的废孔率可参照表1-5-9选取。

5.2.3 主要材料消耗

5.2.3.1 牙轮钻头消耗量

国产牙轮钻头分为镶齿型和楔齿型两类。镶齿型钻头适用于中硬和坚硬岩种, 楔齿型钻头适用于软岩。

牙轮钻头在各类矿山的使用寿命见表1-5-10。

废孔率实际指标

表 1-5-8

矿 山 名 称	钻 机 型 号	年 份	废 孔 率 (%)
东鞍山铁矿	45R	1982~1984	8.23
齐大山铁矿	45R	1981~1984	8.53
弓长岭铁矿	45R HYZ-250	1980~1984	3.2
南芬铁矿	45R	1977~1980	1.62
	60R	1977~1980	2.09
大孤山铁矿	60R、45R	1977~1980	7.04
歪头山铁矿	45R	1977~1980	5.53
水厂铁矿	HYZ-250	1979~1982	4

废孔率设计参考值

表 1-5-9

钻 孔 直 径 (mm)	废 孔 率 (%)
250	5~7
310	4~6

牙轮钻头寿命实际指标

表 1-5-10

矿 种	矿 山 名 称	岩 性	钻头型号	数量 (个)	平均寿命 (m/个)	制造厂	时 间
1	2	3	4	5	6	7	8
铁	水厂铁矿	岩: $f = 8 \sim 10$; 矿: $f = 12 \sim 14$	KW250JY	600	374	武 冶	1980年
		同 上	KW250Y	50	676	武 冶	1981年
	大石河铁矿	同 上	KW250Y	359	572	武 冶	1982年
	大孤山铁矿	岩: $f = 10 \sim 12$; 矿: $f = 12 \sim 16$	KW250Y	18	474	武 冶	1981年
	眼前山铁矿	矿: $f = 16 \sim 20$; 岩: $f = 4 \sim 10$	KW250Y	25	350	武 冶	1981年
	齐大山铁矿	矿岩 $f = 10 \sim 16$	KW250	75	440	武 冶	1981年
	东鞍山铁矿		KW250Y	100	446.5	武 冶	1981年
	大冶铁矿	岩: $f = 10 \sim 16$	KW74 KW82	29	382	武 冶	1982年
		$f = 14 \sim 16$	KW74~310	33	558	武 冶	1982年
	南山铁矿	$f = 4 \sim 10$	KXP-310	9	2703	株 洲	1979~1980年
	南芬铁矿	岩: $f = 10 \sim 12$; 矿: $f = 16 \sim 18$	KW250Y	18	531	武 冶	
		同 上	KW250JW	8	228	武 冶	
		同 上	KY-250B	10	596.4	本 溪	
		同 上	KJY-310	3	1064.6	本 溪	
	歪头山铁矿	岩: $f = 10 \sim 12$; 矿: $f = 16 \sim 18$	KW-250Y	51	356	武 冶	1980~1981年
铜 矿	弓长岭铁矿	同 上	KW-250B	41	462.3	本 溪	1981年
		岩: $f = 6 \sim 8$; 矿: $f = 12 \sim 14$	KW-250	83	230	武 冶	同 上
	德兴铜矿	$f = 5 \sim 10$	KW250Y	10	2226	武 冶	
	万年石灰石矿	$f = 8 \sim 16$	Kr ₂ -150	7	411	株 洲	同 上
	云浮硫铁矿		KW250Y		1596.4	武 冶	同 上

牙轮钻头使用寿命的长短, 取决于钻头结构形式、材质、加工工艺、矿岩硬度和操作水平等因素。部分矿山牙轮钻头消耗量见表1-5-11。

牙轮钻头消耗实际指标

表 1-5-11

矿 山 名 称	万吨矿岩钻头耗量(只)	时 间
齐大山矿南采车间	0.45	1983年
	0.359	1984年
东鞍山铁矿	0.3, 0.32	1984年, 1985年
裴庄铁矿	0.24	1980年
	0.24	1981年
大石河铁矿	0.13	1981年
眼前山铁矿	0.24	1981年
杨庄铁矿	0.354	1983年
	0.393	1984年

设计中, 牙轮钻头使用寿命参照表1-5-12选取。

牙轮钻头寿命设计参考指标(m/个)

表 1-5-12

矿 岩 硬 度 (f)	牙 轮 钻 头 直 径 (mm)		
	214~220	250	310
6~8	500~1000	500~1000	1000~2000
8~12	300~500	400~600	500~600
12~20	150~300	200~300	250~300

设计中, 万吨矿岩的牙轮钻头消耗量在0.25~0.35范围内选用。

5.2.3.2 钎杆消耗量

国产矿山牙轮钻杆万吨矿岩消耗量见表1-5-13。

设计中, 万吨矿岩可参考0.015~0.025根选取。

牙轮钻杆消耗实际指标

表 1-5-13

矿 山 名 称	万吨矿岩钻杆耗量(根)	时 间
齐大山铁矿南采车间	0.029	1983年
	0.023	1984年
杨庄铁矿	0.016	1983年
	0.013	1984年
东鞍山铁矿	0.012	1983年
	0.011	1984年
	0.011	1985年
眼前山铁矿	0.0023	1981年

5.2.3.3 牙轮钻机油脂消耗量

国内部分使用牙轮钻机的露天矿 油脂耗量见表1-5-14。

牙轮钻机万吨矿岩油脂消耗实际指标(kg)

表 1-5-14

材料名称	齐大山铁矿南采车间		东鞍山铁矿		杨庄铁矿	
	消耗指标	时 间	消耗指标	时 间	消耗指标	时 间
空压机油	2.41	1984年	3.892	1984年	2.894	1983~1984年
机 油	0.490	1984年	1.65	1984年	2.908	1983~1984年
压延机油	0.292	1984年	0.718	1984年	0.650	1983~1984年
黄 干 油	0.244	1984年	0.241	1984年	0.082	1983~1984年
透 平 油	2.708	1984年	4.924	1984年	0.217	1983~1984年
洗 油	0.849	1984年	0.635	1984年	1.047	同 上
灯 泡					0.304	同 上
擦拭材料					0.852	同 上
齿 轮 油					0.109	同 上

设计的牙轮钻机万吨矿岩油脂消耗量参考表1-5-15选取。

牙轮钻机万吨矿岩油脂消耗设计参考指标(kg)

表 1-5-15

序 号	材 料 名 称	消 耗 指 标
1	空 压 机 油	2~3
2	机 油	1.8~3.5
3	延 压 机 油	0.40~0.65
4	黄 干 油	0.2~0.3
5	透 平 油	3~5
6	洗 油	0.8~1.2
7	齿 轮 油	0.12~0.15
8	擦 拭 材 料	0.4~0.5

5.2.4 钻机工作制度及人员配备

钻机年工作天数根据钻机检修制度和钻机年平均检修天数决定。一般钻机年工作天数为310天。每天3班。

一般每台钻机配备正、副司机各一人。

牙轮钻机的检修制度，及检修天数参照表1-5-16选取。

国内部分使用牙轮钻机的矿山，钻机的检修制度，检修天数及检修人员数见表1-5-17。

牙 轮 钻 机 检 修 制 度

表 1-5-16

检 修 级 别	检 修 周 期	检 修 天 数	全年合计检修天
小 修	3 个月	5	20
中 修	1.5 年	25	17
大 修	4 年	35	9

部分矿山牙轮钻机检修制度

表 1-5-17

矿山名称	设备型号	大 修		中 修		小 修		月检 天数 (天)	年平均 检修天 数(天)	设备检修定员			
		周期 (年)	天数	周期 (年)	天数	周期 (月)	天数			电 工 人/班 人/天	钳 工 人/班 人/天		
东鞍山铁矿	45R	4~4.5	45	1~1.5	20	3	7	1	45	4	8	2	4
大孤山铁矿	45R、60R	3~4.5	60	1~1.5	40	2~3	1~2		53				
齐大山铁矿	45R	4	45	1	30	1	1~2		56		7		9
歪头山铁矿	45R	3~4.5	30	1	25	3	3~6	1	43	8		18	
南芬铁矿	45R、60R	4.5	45	1.5	45	3	7~9		54	3		7	
眼前山铁矿	45R、250B	5	45~60	1	12~15	3	5~7		40				
水厂铁矿	HYZ-250C	4~5	45~60			3	3	8小时	22	4		15	
白云鄂博铁矿	HYZ-250C KY-250								33				
四山铁矿	HYZ-250C	3	30	1	10~12	3	3	8小时	26		14		
裴庄铁矿	HYZ-250C	4	30~35	1.5~2	25	3	4~6	2	38	2	19	4	17
杨庄铁矿	HYZ-250C	4	30~35	1.5~2	25	3	4~6	2	38	2	9	1	27
柳河峪铁矿	HYZ-250C	4	30~35	1.5~2	25	3	4~6	2	38	1	15	2	13
二马铁矿	HYZ-250C	4	30~35	1.5~2	25	3	4~6	2	38	2	14	1	11
大石河铁矿	HYZ-250C	4	30~35	1.5~2	25	3	4~6	2	38	2	17	1	22

5.3 潜孔钻机穿孔作业

5.3.1 穿孔效率

潜孔钻机的生产能力, 采用算法确定或参考类似生产矿山的指标直接选取。

(1) 潜孔钻机的台班生产能力可按式 (1-5-4) 计算。

$$V_b = 0.6vT_b\eta \quad (1-5-4)$$

$$v = \frac{4En_zK}{\pi D^2 a}$$

式中 V_b ——钻机班生产能力, m;

E ——冲击功, J;

n_z ——冲击频率, 1/min;

η ——钻机班时间利用系数;

D ——钻孔直径, cm;

a ——矿岩的凿碎比功, J/cm²;

K ——冲击能利用系数, 0.6~0.8;

v ——钻机钻进速度, cm/min;

T_b ——钻机班时间, min;

π ——圆周率, $\pi = 3.1416$ 。

其中 E 、 n_z 由钻机性能表可以查得。

凿碎比功 (a) 可按表 1-5-18 选取。

1977 年南芬铁矿 10 台 $\phi 200$ 潜孔钻机工时利用情况见表 1-5-19。

部分使用潜孔钻机穿孔的矿山钻机台时作业率见表1-5-20。

设计中, 潜孔钻机的台时作业率可按0.4~0.6选取。

(2) 设计中潜孔钻机的台班穿孔效率参考表1-5-21选取。

雷 碎 比 功 值

表 1-5-18

矿 岩 硬 度 (f)	硬 度 级 别	软 硬 程 度	雷碎比功值E ($\times 9.8\text{J}/\text{cm}^3$)
<3	I	极 软	<20
3~6	II	软	20~30
6~8	III	中 等	30~40
8~10	IV	中 硬	40~50
10~15	V	硬	50~60
15~20	VI	很 硬	60~70
15~20	VII	极 硬	>70

南芬铁矿潜孔钻机工时利用情况

表 1-5-19

开动时间	穿 矿		穿 岩		接 杆		投 孔		移 动		小 计		百分数%
(h)	1732.9		2946.8		23.1		549.7		56.5		5309		62.6
停歇时间	大 修	中 修	小 修	碎 修	等 修 件	换 杆 杆	夹 杆	等 风	等 电	其 他	小 计		百分数%
(h)	302.4	94	401.5	524.3	584.3	678	59.9	94.1	260.1	495.9	3163.0		37.5
合计(h)											8472		100%

部分露天矿潜孔钻机作业率

表 1-5-20

矿 山 名 称	钻机型号或孔径	台 时 作 业 率 (%)	时 间
南芬铁矿	ϕ -200	46.49	1983年
吉山铁矿	73~200 H-200	35.1/27.58	1982年/1983年
闲林埠铁矿	ϕ 150	26.55	1983年
良山铁矿	YQ-150A	22.88	1982年
南京白云石矿	YQ-150	53.4/64.2	1982/1983年

潜孔钻机台班穿孔效率(m/台班)

表 1-5-21

矿 岩 硬 度 (f)	金-80	YQ-150	KQ-170	KQ-200	KQ-250
4~8	27	32	32	35	37
8~12	20	25	25	38	30
12~16	12	20	20	22	24
16~18		15	15	18	20

(3) 部分使用潜孔钻机穿孔的露天矿, 钻机的综合效率指标见表1-5-22。

部分露天矿潜孔钻机效率

表 1-5-22

矿山名称	矿 岩 种 类	台日效率 (m)			台年效率 (m)			钻机型号
		最 高	最 低	平 均	最 高	最 低	平 均	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
南芬铁矿	磁铁矿、云母石英岩： $f = 14 \sim 18$ 角闪片麻岩： $f = 8 \sim 12$	103.6	82.5	90.6	36552	18888	24900.0	$\phi 200$ 潜孔钻
白云鄂博铁矿	磁铁矿、褐铁矿： $f = 6 \sim 16$	65	49	59.5	16451	8144	11637.8	$\phi 200$
北京铁矿	磁铁矿石英岩： $f = 10 \sim 12$ 角闪片麻岩： $f = 8 \sim 10$	30.1	5.52	15.3	7516	1687	4579.3	$\phi 250$
		18.04	9.32	14.8	4625	2125	3540.3	$\phi 170$ $\phi 150$
兰尖铁矿	钒钛磁铁矿、流层状辉长岩： $f = 10 \sim 14$	79	49	67.1	23522	7641	14982.7	$\phi 200$
朱家包包铁矿	钒钛磁铁矿、辉长岩： $f = 12 \sim 16$	79.88	32.2	62	13924.3	2293.9	10000.8	$\phi 200$
		62.31	44.24	53.3	6418	5574	5996	$\phi 150$
峨口铁矿	磁铁矿： $f = 13 \sim 17$ 绿泥角闪岩： $f = 7 \sim 12$ 云母石英片岩： $f = 4 \sim 10$	46.97	30.75	36.1	7577.3	6375	7130	$\phi 200$
大宝山铁矿	褐铁矿、灰岩				17528	7830	13313.3	$\phi 200$
符山铁矿	砂卡岩型磁铁矿： $f = 6 \sim 10$ 闪长岩及蚀变闪长岩： $f = 12 \sim 16$	59	45.6	51.8	14362.5	11823.5	13310.8	$\phi 200$
大冶铁矿	磁铁矿、闪长岩： $f = 8 \sim 12$	77.5	61.6	72.58	22247	12812	18155.7	$\phi 250$ $\phi 170$
灵乡铁矿	磁铁矿、大理岩、闪长岩： $f = 9 \sim 15$	42.7	20.8	32.4	10545	3023.2	6249.6	$\phi 200$
		22.0	18.0	20	4625	2125	3540.3	$\phi 150$
白银湾	含铜黄铁矿、石英角闪辉长岩： $f = 8 \sim 9$ $f = 5 \sim 6$	85.7	69.9	78.7	1869	13789	18652.2	$\phi 200$
如关河石灰石矿	石灰石 $f = 4 \sim 7$				9448	8049	8748.5	$\phi 200$
					10471	9352	9911.5	$\phi 150$
昆阳磷矿	磷矿石 $f = 6 \sim 7$	120.5	112.1	117.1	19088.5	17762.5	18555.6	$\phi 200$
石人沟铁矿	磁铁矿石英岩： $f = 10 \sim 12$ 片麻岩： $f = 6 \sim 10$	46.6	24	34.7	9181.6	2793	6947.3	$\phi 150$
大宝山铁矿	褐铁矿、泥质粉砂质页岩 $f = 6 \sim 10$	88.3	45.6	72.7	20989	9716	17186.9	$\phi 150$
罗茨铁矿	赤铁矿、白云质灰岩： $f = 6 \sim 8$	45.6	35.8	40	7768.2	4309	6391.4	$\phi 150$

续表

矿山名称	矿 岩 种 类	台日效率(m)			台年效率(m)			钻机型号
		最 高	最 低	平 均	最 高	最 低	平 均	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
王豹山铁矿	氧化富矿、磁石、闪长斑岩、闪长岩; $f=6\sim 10$	77.7	27.9	60.4	22220	5075	15246.4	$\phi 150$
闲林埠铁矿	铜铅铁矿、花岗岩; $f=7\sim 14$				7606.8	4246	6061.9	$\phi 150$
德兴铜矿	蚀变千枚岩、蚀变花岗岩、闪长斑岩 $f=5\sim 6$	49.6	19.3	39.4	18104	5647	13676.2	$\phi 150$
白银1 ^号 露天采场	含铜黄铁矿、辉长岩、角闪岩; $f=8\sim 14$	21.2	11.5	17.1	13698	6974	11404.1	$\phi 150$
可可托海稀有金属矿	多种稀有金属、辉长岩角闪岩; $f=8\sim 14$	41.7	24.4	33	24200	10314	15070.5	$\phi 150$
榆山石灰石矿	灰岩; $f=6\sim 8$	64.04	38.6	49.39	15642	6607	11380.6	$\phi 150$
乌龙泉石灰石矿	石灰石、白云石、石英砂岩; $f=6\sim 10$	86	47	57.4	18589	5683	9800	9800
南京白云石矿	白云岩; $f=6\sim 9$				11006.6	4445	8358.5	9800
海城镁矿	菱镁矿、大理岩、白云岩、千枚岩; $f=4\sim 5\sim 6$	62.7	36.1	54.7	1956	10046	13538	9800
501石灰石矿	石灰石 $f=8\sim 10$				22544	6235	15291.4	9800
永登石灰石矿	石灰石; $f=8\sim 10$				11948	7982.5	9965.3	9800
龙泉雾石灰石矿	石灰石; $f=6\sim 8$	62.8	39.5	48.6	14151	5389.8	10046.7	9800
船山石灰石矿	石灰石; $f=8\sim 10$				9658.7	6033.4	7382.2	9800
501铝土矿	铝土矿、铝质灰岩、粘土岩砂岩、石灰石; $f=3\sim 8$				181436	18360	67236.2	9800
阳泉铝土矿	铝土矿	78.4	39.6	59.3	38429	7450	17748.6	9800

5.3.2 钻机数量的确定

钻机数量按式(1-5-5)计算确定

$$N = \frac{Q}{qp(1-e)} \quad (1-5-5)$$

式中 N ——所需设备数量, 台; Q ——设计的矿山规模, t/a ; p ——钻机台年穿孔效率, m/a ; q ——每米炮孔的爆破量, t/m ; e ——废孔率, %。

设计中每米炮孔爆破量亦可参照类似生产矿山实际指标选取, 见表1-5-26, 或按表

部分矿山每米炮孔爆破量

表 1-5-23

矿山名称	年 份	段 高 (m)	孔 径 (mm)	延米爆破量(m ³ /m)	
				矿 石	岩 石
南芬铁矿		12	200	60~89	59.78
白云鄂博	1978~1981	11.8 14.5	200		
朱南包铁矿	1976~1981	15	200	65~115	60~103
峨边铁矿	1978~1982	12	200	70~72	65~68
池关河石灰石	1980~1981	12	200	82~70	62~70
峨边铁矿	1977	12	150	70	65
北京铁矿	1984	12	150	71	58
上厂铁矿	1980~1981	10	150~220	80~120	80~120
雅浦苏铁矿		10	150	35.8~42	42
罗茨铁矿	1980~1981	10	150	25	41~81
阳泉铝土矿		8~12	150		50
泸沽铁矿	1982	10	170	58	45

每 米 炮 孔 爆 破 量

表 1-5-24

钻 机 型 号		段 高 10m				段 高 12m				段 高 15m			
		f				f				f			
		4~6	8~10	12~14	15~20	4~6	8~10	12~14	15~20	4~6	8~10	12~14	15~20
KQ-150	底盘抵抗线(m)	5.5	5.0	4.5		5.5	5.0	4.5					
	孔距(m)	5.5	5.0	4.5		5.5	5.0	4.5					
	排距(m)	4.8	4.4	4.0		4.8	4.4	4.0					
	孔深(m)	12.64	12.64	12.64		14.77	14.77	14.77					
	米孔爆破量(m ³ /m)	20.86	17.33	14.13		21.42	17.80	14.51					
KQ-200	底盘抵抗线(m)	6.5	6.0	5.5	5.0	7	6.5	6.0	5.5	7	6.5	6	5.5
	孔距(m)	6.5	6.0	5.5	5.0	7	6.5	6.0	5.5	7	6.5	6	5.5
	排距(m)	5.5	5.0	4.5	4.0	6	5.5	5	4.5	6	5.5	5	4.5
	孔深(m)	12.64	12.64	12.64	12.64	14.77	14.77	14.77	14.77	17.96	17.96	17.96	17.96
	米孔爆破量(m ³ /m)	28.56	24.14	20.03	16.33	34.3	29.32	24.70	20.57	35.20	30.16	25.45	21.14
KQ-250	底盘抵抗线(m)		8.5	8.0	7.5		9	8.5	8		9.5	9	8.5
	孔距(m)		6.5	6.0	5.5		7	6.5	6		7.5	7	6.5
	排距(m)		5.5	5	4.5		6	5.5	5		6.5	6	5.5
	孔深(m)		11.3	11.6	12.0		13.56	13.92	14.4		16.95	17.4	18
	米孔爆破量(m ³ /m)		35.61	29.56	24.01		41.3	34.69	28.57		47.41	40.23	33.55

1-5-24选取。

钻机钻孔的废孔率参照生产矿山实际指标(表1-5-25)或参考表1-5-26选取。

5.3.3 钻机主要材料消耗

(1) 潜孔钻机的钻头消耗量与钻头结构型式及岩石硬度等有关。

十字型中间超前刃合金片钻头,具有钻孔速度快,钝后可以修磨的优点,但因超前刃负荷较大,合金片易崩角,因此,钻头寿命较低。球柱齿钻头在中硬或脆性的坚硬岩石及裂隙发育的岩层中,钻孔效率较高,使用期间不必修磨,适于打深孔。但球柱齿镶嵌工艺较复杂。混合型钻头为中心排气钻头,排气孔接近炮孔中心位置,排渣通畅,适用于硬岩

部分矿山废孔率

表 1-5-25

矿 山 名 称	孔 (mm) 径	废 孔 率 %	年 份
朱家包包铁矿	200	2	1976~1981
峨口铁矿	200	3.49~3.95	1978~1982
青山铁矿	200	2.42	1981
大宝山铁矿	150	6.1~6.96	1975~1981
北京铁矿	150	3	
上厂铁矿	150~220	10~15	1980~1981
罗茨铁矿	150	3~5	1980~1981
闲林埠矿	150	0.46~0.99	1978~1981
可可托海矿	150	0.8~12.2	1976~1981
峨边砂石矿	150	7~17	1978~1981

设计中废孔率参考指标

表 1-5-26

炮 孔 直 径(mm)	废 孔 率 %
200	5
150	7~10

钻进,效率较高,使用寿命较长,但加工工艺较复杂。

部分生产矿山的潜孔钻机钻头消耗情况见表1-5-27。设计中潜孔钻头万吨矿岩消耗量参照表1-5-28选取。

部分矿山万吨矿岩潜孔钻头消耗量

表 1-5-27

矿 山 名 称	矿 岩 硬 度 (f)	孔 (mm) 径	消 耗 量 (个)	年 份
1	2	3	4	5
白云鄂博铁矿	矿 f = 6~16 岩 f = 6~16	200	1.943	1978~1981
大冶铁矿	f = 8~12	170 200	2.051 0.496	1975~1981 1977~1981
兰尖铁矿	f = 10~14	200	0.435	1979~1982
峨口铁矿	矿 f = 13~17 岩 f = 4~10	200	0.974	1978~1981
符山铁矿	矿 f = 6~10 岩 f = 12~16	200	1.742	1982
峨口铁矿	矿 f = 13~17 岩 f = 4~10	150	2.860	1977~1981
北京铁矿	f = 8~12	150	1.075	1981
葛村铁矿	f = 6~8	150	1.16	1981
德兴铜矿	f = 7~14	150	3.55	1981~1982

续表

矿山名称	矿岩硬度 (f)	孔 径 (mm)	消 耗 量 (个)	年 份
1	2	3	4	5
石录铜矿	$f=8\sim 10$	150	3.363	1976~1981
海城铁矿	$f=4\sim 5$	150	0.38	1981~1982
东山石灰石矿	$f=6\sim 8$	150	1.665	1975~1982
阳泉铝土矿	$f=3$	150	1.666	1976~1980

万吨矿岩潜孔钻头消耗量(个)

表 1-5-28

矿岩硬度(f)	φ200 潜孔钻	φ150 潜孔钻
6~10	0.9~1.2	1.1~1.5
10~16	1.2~1.5	1.5~2.0

(2) 部分使用潜孔钻机的矿山,万吨矿岩冲击器外套、钻杆的耗量见表1-5-29,主要油脂材料耗量见表1-5-30。设计中,潜孔钻机的材料消耗指标参考表1-5-31选取。

部分矿山钻机主要材料消耗量

表 1-5-29

矿山名称	万吨矿岩材料耗量					钻孔直径 (mm)	年 份
	钻 杆 (根)	冲击器外套 (个)	钻杆接头 (个)	钢 丝 绳 (kg)	供 风 管 (m)		
大冶铁矿		0.246				φ170	1975~1984
		0.05				φ200	1975~1984
兰尖铁矿	0.0138	0.05	0.030			φ200	1980~1983
峨口铁矿	0.0665				1.128	φ200	1980~1984
	0.124			28.479	1.1	φ150	1980~1984
潘洛铁矿	0.01	0.01		0.48		φ150	1980
东山石灰石矿	0.19		0.31	12.685	5.529	φ150	1975~1982
阳泉铝土矿	0.0274	0.0774	0.0058	3.561	1.320	φ150	1975~1980

部分矿山钻机的油脂消耗指标

表 1-5-30

矿山名称	万吨矿岩油脂消耗量(kg)						年 份
	机 油	黄干油	洗 油	空 压 油	透平油	皮 带 油	
兰尖铁矿	2.44	0.887	0.317		22.833	0.353	1978~1983
峨口铁矿	19.148	6.868	5.723				1980~1984
东山石灰石矿	16.843	9.131					1975~1982
阳泉铝土矿		0.07	0.54				1975~1980
凹山铁矿	1.67	0.5	1.68				1980~1982
潘洛铁矿	3.173	0.574					1981~1982
东山石灰石矿	20.522	9.131					
龙乌泉石灰石矿	0.59	0.5		0.42	0.42		

潜孔钻机的台班材料消耗参考指标

表 1-5-31

材 料 名 称	消 耗 量	材 料 名 称	消 耗 量
钻杆(根)	0.004	擦试材料(kg)	0.04
冲击器外套(个)	0.015	机油(kg)	0.5
硬质合金(kg)	0.07	黄干油(kg)	0.13
钢丝绳(kg)	0.11	洗油(kg)	0.18
除尘罩(个)	0.01	空压机油(kg)	0.85
供风管(m)	0.06	透平油(kg)	0.14
灯泡(个)	0.13	皮带油(kg)	0.01
砂轮片(片)	0.026		

5.3.4 人员配备及工作制度

潜孔钻机以固定压气设施为动力时, 每台班配备二人; 以移动压气设施为动力时, 每台班配备3人。

钻机年工作天数与钻机的检修制度、检修天数有关。一般潜孔钻机年工作300~310天, 每天3班。

国内部分使用潜孔钻机的矿山, 钻机检修制度、天数、人员配备见表1-5-32。设计中潜孔钻机检修制度参考表1-5-33选取。

部分矿山潜孔钻机检修制度

表 1-5-32

矿山名称	设备型号	大 修		中 修		小 修		月 检 天 数	年 平 均 修 天 数	检 修 定 员			
		周 期 (年)	天 数	周 期 (年)	天 数	周 期 (月)	天 数			电 工		钳 工	
										人/班	人/日	人/班	人/日
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
南芬铁矿	φ-200型	4.5	30	1.5	30	3	4		33				
白云鄂博铁矿	73-200型	5~6	28	1~2	23	3	3~4	1~2		1			
石人沟铁矿	YQ-150A					6	4~7	4~7	74				
峨口铁矿	φ-200	3	30	1.5	10~12	6	7	3~4	58	2	7	3	11
兰尖铁矿	φ-200	4~5	26	1	20	3	2~3	2~3	54		27~28		38~40
海南铁矿	YQ-150A	3	40	1	30	2	3~6		63				20
	KQ-250												
北京铁矿	φ-150	4~5	20~25	2	15~18			4~6	33	3	13	3	13
符山铁矿	KQ-200	3	45	1.5	20			3	56		14		12
大宝山铁矿	YQ-150A	3~4	35	2	25	1	10	2~3	49				
	73-200												
吉山铁矿	φ-200	2.5	60						24			2	5~6
灵乡铁矿	73-200	3	25	1	10				40	2	6	2	6
罗茨铁矿	YQ-150A	3	30	1	15	3	7	2	15	1	2	1	2
雅满苏铁矿	YQ-150A	4	30	1	15~20		1~2						
陶老岭铁矿	YQ-150A	3~4	30	1	15	3	7		40				
莱村铁矿	YQ-150A	3	20			1	2~3		42	3	10	4	18~20
海城铁矿	YQ-150A			1	20	1	3		53				
乌龙泉石灰石矿	YQ-150A	2	12~30	1			3						
榆山石矿	YQ-150A	3	30	1	20~25	3	7		158	4	5	2	11

续表

矿山名称	设备型号	检修制度								检修定员			
		大修		中修		小修		年修 平均 天数	年修 平均 检修数	电 工		钳 工	
		周期 (年)	天数	周期 (年)	天数	周期 (月)	天数			人/班	人/日	人/班	人/日
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
歌乐山石灰石矿	东风-200	2	45	0.5	30	3	7	4	63	2	4	2	6
船山石灰石矿	YQ-150A	3	30				3~4						
龙泉雾石灰石矿	YQ-150A	10	20	2	13	3	4		21			13	
东山石灰石矿	YQ-150A	5	10	1	6	1	2	0.6	26				
601铝土矿	YQ-150A	6	20	2	18	1	4~6		12				
昆阳磷矿	YQ-100	1.4	25	0.8	22	3	7	2	69				
德兴铜矿	KQ-150A	2	20	1.5	12	3	3		30				
宝山铜矿		5	30	2	20	1	1~2	1~2	37				
白银铜矿	Y-150	5	20			6	6		18		3		6

设计时潜孔钻机检修制度参考表

表 1-5-33

检修级别	检修周期	检修天数 (d)	全年合计检修天数 (d)
小 修	1 月	2~3	24~36
中 修	1 年	10~15	10~15
大 修	3 年	25~30	10

5.4 凿岩机和凿岩台车钻孔作业

5.4.1 凿 岩 机

5.4.1.1 凿岩机效率的选取

露天矿浅孔凿岩作业一般采用手持式风动凿岩机。一次浅孔凿岩（孔深4m以内）的凿岩机效率可按表1-5-34选取。二次破碎的凿岩机效率可按表1-5-35选取。

一次浅孔凿岩的凿岩机台班效率指标(m)

表 1-5-34

矿岩硬度 (f)	Y-30	YT-25	Y-24
<6	32	42	38
6~8	28	37	34
8~10	24	32	29
10~12	21	28	25
12~14	18	24	22
14~16	15	20	18
16~20	12	16	14

二次破碎的凿岩机台班效率指标(m)

表 1-5-35

凿岩机型号	矿 岩 硬 度(f)						
	<6	6~8	8~10	10~12	12~14	14~18	16~20
Y-30	28	24	21	18	16	13	10
YT-25	37	32	28	24	21	17	13
Y-24	34	29	25	22	19	16	12

5.4.1.2 凿岩机台数的确定及人员配备

凿岩机作为矿山生产的主要钻孔设备或一次浅孔凿岩时, 凿岩机台数按式(1-5-6)确定:

$$N = \frac{Q}{qV_b} \quad (1-5-6)$$

式中 N ——每班工作的凿岩机台数, 台;

Q ——矿山每班的平均爆破量, t;

V_b ——凿岩机台班生产能力, m;

q ——每米孔的爆破量, t/m, 一般 $q = 1.2 \sim 1.4 \text{ m}^3/\text{m}$ 。

凿岩机备用率按100%考虑。一般采用专人专机。

二次破碎凿岩需要的凿岩机数量, 可按经验确定。一般是一台挖掘机配一台凿岩机。或按超过允许块度的大块率计算确定。

二次破碎的凿岩机备用数量按100%考虑。

垂直深孔爆破的大块发生率参见表1-5-36选取, 设计中大块发生率参照表1-5-37选取。

大块发生率(%)

表 1-5-36

大块尺寸 (m)	矿 岩 硬 度(f)				
	6~8	9~11	12~14	15~17	18~20
0.35以上	20	23	26	29	35
0.50以上	18	19	20	23	32
0.65以上	11	13	14	16	18
0.75以上	8	10	12	14	16
1.00以上	5	7	10	12	14
1.20以上	3	6	2	9	10

设计选取大块发生率参考值

表 1-5-37

大块尺寸 (mm)	>350mm	>500mm	>650mm	>750mm	>850mm	>1000mm	>1200mm
大块率(%)	9	7	5	3	2~3	0.8~1	0.5~0.8

允许的大块尺寸, 根据破碎机给矿口尺寸和挖掘机斗容确定。一般按表1-5-38和表1-5-39确定。

破碎机型号与允许大块尺寸的关系

表 1-5-38

破碎机型号	给矿口宽度 (mm)	排矿口宽度 (mm)	给矿块度 (mm)
旋回式液压500/50	500	50	400
旋回式 P × 500/75	500	75	400
旋回式 P × 900/130	700	130	550
旋回式 P × 900/160	900	160	750
旋回式液压900/150	900	150	750
旋回式 P × 1200/180	1200	180	1000
旋回式 P × 1500/300	1500	300	1200
颚式破碎机PEF400 × 600	350	40~100(长衬板) 100~160(短衬板)	350
颚式破碎机PEF500 × 700	350	50~170	350
颚式破碎机PEF600 × 900	480	75~200	500
颚式破碎机PEJ900 × 1200	650	150~200	650~750
颚式破碎机PEJ1200 × 1500	850	200~250	850~1000
颚式破碎机PEJ1500 × 2100	1100	250~300	1200

挖掘机斗容与允许大块尺寸的关系

表 1-5-39

斗 容 积 (m³)	允许最大块度 (m)
6	1.4
3~4	1.2
1	0.8
0.5	0.6
0.2	0.45

二次破碎用的凿岩机,按每二台设备配备三个人考虑。

5.4.1.3 浅孔凿岩的材料消耗

(1) 钎头及钎杆消耗,见表1-5-40,表1-5-41,表1-5-42。

硬质合金钎头修磨一次钻进深度

表 1-5-40

矿岩硬度系数 (f)	5	6~8	9~11	12~14	15	16	17	18
钻进深度(m)	10	8	6.2	4.5	3.3	2.3	1.9	1.1

硬质合金消耗定额

表 1-5-41

矿岩硬度系数(f)	10	12	15	18	20
一米炮孔消耗定额(g)	1.6	2.5	4.5	9.1	16.6

浅孔凿岩合金钎头修磨次数指标

表 1-5-42

矿岩硬度系数(f)	6~8	9~11	12~14	15	16	17	18	19	20
凿一米炮孔需修磨次数	0.12	0.16	0.22	0.30	0.38	0.53	0.9	1.1	1.3

注：每个钎头修磨 8 次即可视为不能再用。

钎杆需要量按每台工作的凿岩机配置 5 根。钎杆（钎尾）的修理量为使用量的 30%，制造量为修理量的 30%。

（2）凿岩机材料消耗量，见表 1-5-43。

凿岩机台班材料消耗量

表 1-5-43

材 料 名 称	01~30	YT-30	YT-25
风管(m)	0.60	0.616	0.61
硬质合金(kg)	0.03	0.049	0.03
钎钢(kg)	0.08	0.11	0.064
风绳(m)	0.27		0.22
机油(kg)	0.2	0.24	0.2
煤油(kg)	0.1	0.32	0.1
擦拭材料(kg)	0.1	0.16	0.1

5.4.2 露天矿用凿岩台车

目前露天矿山实际使用凿岩台车较少。曾使用过凿岩台车的露天矿，台车效率指标见表 1-5-44。

一些露天矿用凿岩台车穿孔参数

表 1-5-44

项 目	甘井子石灰石矿	弓长岭铁矿	大石桥铁矿	乌龙泉石灰石矿	海南铁矿
1	2	3	4	5	6
凿岩机型号	01-38	01-38 01-50	01-38	01-38	01-38
阶段高度(m)	10	8	11	8~10	—
矿石硬度(f)	6~8	10~14	8~12	6~8	坡积矿
岩石硬度(f)	4~6	8~10	6~8	11~13	—
炮孔深度(m)	13	8	12	9.5~10	—
底盘抵抗线(m)	3~4	3	3	2.8~3.5	—
炮孔间距(m)	3~4	3	3.5~5	2.9~3.4	—
每个孔担负的面积(m ²)	9~16	9	9	8.1~12	—
炮孔角度(°)	85	85	80~82	70~75	83~90
每米炮孔爆破量(t/m)	30~47	38	31~47	25~35	—
每个炮眼爆破量(t/m)	280~500	244	326	200~380	—
单位炸药消耗量(kg/t)	0.098	0.09	0.1	0.1	—
工作面风压, ×0.1MPa	4~4.5	3.5~4.4	4~4.5	—	4~4.5
十字形钎头直径, (mm)	60~65	60~65	60~65	60~65	58~62
每节钎杆长度, (m)	2.5~3.6	2~4	1.8~2.5	1.8~3.0	2.5~3.0
钎杆规格	32×10圆钢	32×6 无缝钢管	32×6 无缝钢管	32×8 无缝钢管	32×10圆钢
平均台班凿岩效率(m)	26	矿: 5~7 岩: 8~10	矿: 20 岩: —	矿: 17~18 岩: —	矿: 2~6 岩: —

第六章 爆 破 工 作

责任编辑单位 北京有色冶金设计研究总院

编 写 人 边克信 刘殿中

6.1 爆 破 材 料 选 择

6.1.1 炸 药

矿用炸药来源有两方面：一是矿山炸药厂自制，一是外购。目前我国大中型露天矿多数自建了炸药加工厂；小型矿山用药量少，一般外购2*岩石炸药。

目前一些矿山炸药加工厂生产的炸药品种有铵油类炸药（包括普通铵油炸药，铵松脂炸药，铵沥腊炸药，多孔粒状铵油炸药），浆状炸药，乳化炸药等。

铵油炸药加工成本低，但抗水性能差，爆炸威力低于2*岩石炸药，适用于中硬以下矿岩的无水孔的爆破作业，是目前矿山使用最多的炸药。

铵松脂、铵沥腊炸药，加工成本低，爆炸威力和感度相当于铵油炸药。久贮不变质，具有一定抗水性能。露天矿山使用较少，地下矿使用较多。

多孔粒状铵油炸药，由于原料来源限制，不抗水，目前只有少数露天矿加工使用。

浆状炸药，抗水性能好，爆炸威力高于铵油炸药1.8~2倍。但加工成本较高，加工工艺较复杂，多用于露天矿水孔爆破作业或在雨季使用。

乳化炸药，是一种抗水性强、爆炸威力高的新型工业炸药。加工成本与浆状炸药相当，但爆炸性能优于浆状炸药，用于露天矿各种条件的爆破作业。

选择炸药品种，应根据矿岩的物理力学性质、水文地质和气候条件、炸药成本等因素确定。根据矿床水文地质条件和各矿山所在地区气候变化情况，可选择多种炸药。如旱季使用成本低的铵油炸药，雨季和水孔使用抗水炸药。这样有利于降低爆破成本，提高矿山经济效益。

6.1.2 起 爆 材 料

起爆材料一律外购。国产矿用起爆材料有火雷管，电雷管，秒延期雷管，毫秒延期雷管，导火索，导爆索，非电导爆系统等。

矿山常用的大雷管为6*和8*雷管。多用于离电源较远的作业地点的浅孔爆破（如修路）和二次破碎作业。

电雷管广泛用于露天矿的各种爆破作业。露天矿采用大区多排孔微差爆破时，采用毫秒延期雷管。国产毫秒延期雷管的技术规格详见附录2。

导爆索，常配以继爆管联合使用。具有安全可靠，爆破网路简单等优点。但成本高，不易检查网路故障。

继爆管，有单索单向、双索单向和双索双向继爆管。双向继爆管是可逆的，使用方

便,多用于环形网络的爆破作业。

导爆管,是传递冲击波的塑料小管。具有传爆稳定,能抗杂散电流,静电和射频电等,抗水性能好。导爆管和非电毫秒雷管、联接传爆件、引爆元件等组成导爆管非电起爆系统。杂散电流超过规定的爆破地段,应选用非电导爆的起爆器材。

6.2 露天矿深孔爆破

6.2.1 概述

6.2.1.1 深孔爆破设计的基本要求

(1) 矿岩破碎的质量好,无根底,不合格的大块矿岩很少,破碎的块度符合铲装设备的要求。

(2) 爆堆堆积形态好,爆堆集中且有一定的松散度,利于铲装设备高效率工作。

(3) 无危害,地震、飞石、噪音等危害均应控制在允许范围内,同时,应控制后冲、后裂和侧裂现象。

(4) 经济效益好,使穿孔、爆破、装运、破碎等各工序的综合成本最低。

6.2.1.2 阶段深孔爆破的基本要素

基本要素如图1-6-1所示。

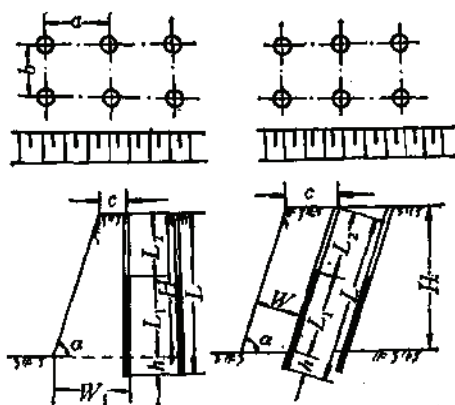


图 1-6-1 深孔爆破基本要素

H —阶段高度, m; L —钻孔深度, m; h —超钻深度, m; ϕ —钻孔直径, mm; d —装药直径, mm; L_1 —装药长度, m; L_2 —端基长度, m; α —阶段坡面角, ($^\circ$); c —阶段坡顶线至孔口距离, m; W —斜孔抵抗线, m; W_1 —垂直孔前排底盘抵抗线, m; b —排距, m; a —孔间距, m

6.2.1.3 钻孔形式和布孔方式

(1) 钻孔形式有垂直钻孔和倾斜钻孔两种。采用潜孔钻机穿孔时多为斜孔,牙轮钻机穿孔时均为垂直孔。斜孔前排抵抗线较均匀,后冲较小,但穿孔效率低。垂直孔穿孔效率高。

(2) 布孔方式有单排孔和多排孔布置。采用大区微差爆破技术的矿山,一般采用多

排孔布置。多排孔又分方形、矩形、三角形（或称梅花形）三种。三角形布孔时，能量分布较为均匀。

6.2.2 爆破参数的确定

深孔爆破参数包括孔径、孔深、超钻、底盘抵抗线、填塞长度、孔距、排距和炸药单位消耗量等。

6.2.2.1 孔径和孔深

孔径取决于选定的钻机类型。目前国内露天矿，深孔爆破的孔径有80、100、150、170、200、250、310mm等。

钻孔深度：垂直孔时 $L = H + h$ (1-6-1)

倾斜孔时 $L = \frac{H}{\sin \alpha} + h$ (1-6-2)

超钻深度 h 的确定方法：

(1) $h = (0.15 \sim 0.35) W_1$ (1-6-3)

(2) $h = (8 \sim 12) d$ (1-6-4)

式中单位均为m。

(3) 综合考虑阶段高度，矿岩硬度系数和装药直径等因素。装药直径为150mm时， h 值参考表1-6-1选取。对于其它装药直径 d ，则将表中 h 值乘以 $\frac{d}{150}$ 的系数。

按上述三种方法确定的 h 值，选择其中大者为设计值。

$d = 150\text{mm}$ 时超钻深度参考值

表 1-6-1

阶段高度 (m)	矿岩硬度系数 (f)			
	1~3	4~5	6~9	10~20
7	0.60	0.70	0.85	1.00
10	0.70	0.85	1.00	1.25
12	0.77	0.92	1.12	1.37
15	0.85	1.00	1.25	1.50
20	1.00	1.25	1.50	1.75
25	1.25	1.50	1.75	2.00

(4) 后排孔的 h 值一般比前排小0.5m。

国内露天矿山的统计资料的超钻深度为0.5~3.6m。

6.2.2.2 底盘最小抵抗线 W_1

底盘抵抗线的大小与炮孔直径、装药直径、炸药威力、装药密度、岩石可爆性、要求破碎程度及阶段高度等因素有关。

(1) W_1 与 H 的关系为：

$$W_1 = (0.6 \sim 0.9) H \quad (1-6-5)$$

(2) W_1 与 d 的关系为：

$$W_1 = k d \quad (1-6-6)$$

式中单位均为米。

我国露天矿在清碴爆破和压碴爆破的条件下, k 值范围见表1-6-2。

 k 值范围

表 1-6-2

装药直径 (mm)	清碴爆破 k 值	压碴爆破 k 值
200	30~36	22.5~37.8
250	24~48	20~48
310	35.5~41.9	19.4~30.8

(3) 根据钻孔装药条件计算 W_1 如下:

$$W_1 = \frac{\sqrt{q^2(e-p)^2 + 4gmq_1H^2} - q_1(e-p)}{2gmH} \quad (1-6-7)$$

式中 q ——单位炸药消耗量, kg/m^3 ;

q_1 ——每米炮孔装药量, kg/m ;

e ——堵塞系数, $e = L_2/W_1 \geq 0.75$;

p ——超钻系数, $p = h/W_1 = 0.15 \sim 0.35$;

m ——钻孔邻近系数, $m = 0.8 \sim 1.4$;

H ——阶段高度, m 。

按以上三种因素计算结果, 取其中最小值, 并按平台安全作业条件检验。

$$W_1 \geq H \operatorname{ctg} \alpha + C \quad (1-6-8)$$

式中 C ——炮孔中心至平台坡顶线的安全距离。一般 $C \geq 2.5 \sim 3 \text{ m}$;

α ——阶段坡面角。

当取值不能满足式 (1-6-8) 要求时, 应增加孔径或打紧邻双孔。

6.2.2.3 孔距 a 和排距 b

近年来, 矿山深孔爆破中, 采用大孔距小抵抗线的爆破方法, 明显地改善了爆破质量。

第一排孔: $a = m_1 W_1 \quad (1-6-9)$

后排孔: $a = m_2 b \quad (1-6-10)$

式中 m_1, m_2 ——分别为前后排炮孔邻近系数。一般 $m_1 < 1, m_2 > 1$, 正三角形布孔时 $m_2 = 1.15$, 方形布孔 $m_2 = 1$ 。

国内矿山调查资料见表1-6-3。

 m_1, m_2 取值范围

表 1-6-3

爆破种类	孔径 (mm)	m_1	m_2
清碴爆破	200	0.43~1.14	0.95~1.60
	250	0.36~1.08	1.0~2.6
	310	0.42~0.5	1.0~1.07
压碴爆破	200	0.56~0.70	1.0~1.11
	250	0.59~1.40	1.0~1.68
	310	0.67~0.79	1.0~1.07

多排孔爆破时,孔距和排距是一个相关参数。正三角形布孔时, a 与 b 的关系为:

$$b = 0.866 a$$

或

$$b = \sqrt{\frac{s}{m}} \quad (1-6-11)$$

式中 s ——每个炮孔负担的爆破面积, m^2 ;

m ——邻近系数。

6.2.2.4 堵塞长度 L_2

$$L_2 = ZW \quad (1-6-12)$$

式中 L_2 ——堵塞长度, m ;

Z ——堵塞系数,垂直孔 $Z=0.7\sim0.8$,斜孔 $Z=0.9\sim1$ 。

6.2.2.5 单位炸药消耗量

单位炸药消耗量 q 根据岩石的坚固性,炸药种类,爆破块度要求等因素决定。可参考表1-6-4选取。

单位炸药消耗量表

表 1-6-4

岩石硬度系数(f)	< 8	8~10	10~14	14~20
单位炸药消耗量(kg/m^3)	<0.45	0.45~0.5	0.5~0.65	0.65~1.0

冶金矿山的炸药单耗一般为 $0.1\sim0.35kg/t$,中硬以上的矿岩为 $0.2\sim0.35kg/t$ 。有些采用多排孔爆破的矿山,后排孔比前排孔增加 $10\sim20\%$ 的装药量。

6.2.2.6 单孔装药量

单孔装药量按下式计算:

$$\text{前排: } Q_1 = qaW_1H \quad kg \quad (1-6-13)$$

$$\text{后排: } Q_1 = qabHt \quad kg \quad (1-6-14)$$

式中 t ——后排装药量增加系数, $t=1.1\sim1.2$ 。

其余符号意义同前

6.2.2.7 装药量验算

$$Q_1' = \frac{L_1 \pi d^2 \Delta}{4} \quad (1-6-15)$$

式中 Q_1' ——装药量验算值, kg ;

Δ ——装药密度, kg/dm^3 ,一般硝酸炸药 $\Delta=0.9\sim0.95$,铵油炸药 $\Delta=0.9$;

L_1 ——装药长度, m 。

当验算结果 $Q_1 > Q_1'$ 时,可适当调整孔网或改变炮孔直径。

国内部分露天矿深孔爆破实际参数见表1-6-5、表1-6-6。国外部分露天矿深孔爆破参数见表1-6-7。

國內露天矿山250mm孔径的爆破参数表

表 1-6-5

矿 山	矿 岩 种 类	坚固性 系 数 (f)	孔 径 (mm)	段高 (m)	孔距 (m)		底盘抵 抗 线 (m)	排 距 (m)	炮孔邻近系数		超 深 (m)	设计炸药单耗 kg/t (kg/m³)	后排炸 药增加 系 数 (%)	填塞高度 (m)	
					前 排	后 排			前 排	后 排					
水厂铁矿	东山	块状、层状磁铁矿，混合花岗岩	≥14	250	12	7.4~9.7	同 左	7~9.8	5.3~7.4	0.87~1.2	1~1.62	1~1.31	(0.37~0.59)	15~20	4~5.0
	南山	层状磁铁矿，混合花岗岩	12~14	250	12	8.5~8.8		7.5~8.6	6~6.1	1.02~1.13	1.42~1.44	2~2.2	(0.44~0.56)	15~20	5.3~6.2
	北山	层状磁铁矿，混合花岗岩	12~14	250	12	8.1~10		6.9~8	5.7~6.4	1.08~1.30	1.33~1.6	2.2~3.0	(0.35~0.55)	15~20	5.5~8.0
德兴铜矿	I类	千枚岩、花岗闪长斑岩，细粒闪长岩，石英闪长岩	10~12	250	10.9	7.5~8.5	同 左	10	6~7		同	2~2.5	(0.77)		药填比
	II类	黄铁矿含量高而弱蚀变的千枚岩	6~8	250	13.8	7.5~8.5		11	6~7	2~3.3	左	2~2.5	(0.486)		1:0.7~0.8
	III类	未蚀变及蚀变很弱的千枚岩	<6~8												1:0.7~0.8
大孤山铁矿		磁铁矿	12~16	250	12	6~7	同 左	8~9	5.5~6	0.76	1.13	2.5~3.5	0.216	10	6.5~7.0
		赤铁矿	8~16	250	12	7~7.5		8~9	7	0.85	1.04	2.5~3.5	0.216	10	6.5~7.0
		千山花岗岩	12~16	250	12	6.5~7		8~9	5.5~6.5	0.80	1.13	2.5~3.5	0.215	10	6.5~7.0
		其它岩石	8~10	250	12	7.5~8		8~9	7~7.5	0.91	1.07	2~2.5	0.215	10	6.5~7.0
齐大山铁矿	南山采场	极贫矿	16~18	250	12	6.5	同 左	8	5.5	0.81	1.18	2~2.5	(0.7)	21	6
		难爆矿石	14~16	250	12	6.5~6.8		8	5.7~5.8	0.84	1.17	2~2.5	(0.7)	21	6
		易爆矿石	8~10	250	12	7		8	6	0.88	1.17	2~2.5	(0.65)	23	6
		风化石	1~4	250	12	8.5		8~10	6.5~7	0.94	1.26	2~2.5	(0.66)	23	6
	北山采场	矿 石	10~12	250	12	7	同 左	6~7	6	1.08	1.17	2~2.5	(0.5~0.55)	20	6~7
		千枚岩、混合岩	1~6	250	12	8~9		8~10	7~8	0.94	1.13	2~2.5	(0.5)	20	6~7
		石英岩		250	12	7.5~8		7~8	6.5~7	1.03	1.16	2~2.5	(0.5)	20	6~7
		花岗岩		250	12	7~7.5		7~8	6~6.5	0.97	1.16	2~2.5	(0.55~0.6)	20	6~7

续表

矿 山	矿 岩 种 类	坚固性 系 数 (f)	孔 径 (mm)	段高 (m)	孔 距 (m)		底盘抵 抗 线 (m)	排 距 (m)	炮孔邻近系数		超 深 (m)	设计炸药单耗 kg/t (kg/m³)	后排炸药 增加系数 (%)	填塞高度 (m)	
					前 排	后 排			前 排	后 排					
甘 井 子 石灰石矿	石 灰 石	6~8	203~250	12~13	10~11	同左	9~10	6~6.5	1.1	1.68	2~3	(0.3~0.4)		6.5~7	
南 芬 铁 矿	矿 石	赤铁矿, 灰白磁铁矿, 表外矿	8~12	250	12	4.5	7	12	6.5	0.375	1.07	1~2	0.205	15~20	5~6
		Fe ₂ 灰矿, Fe ₁ , Fe ₂ 南中北部	12~16	250	12	4.0	6.5	11	6.5	0.36	1	2~3	0.225	15~20	5~6
		Fe ₂ 石棉矿, Fe ₂ 富矿, 矽酸铁	16~20	250	12	4.0	5.5	10	5.5	0.4	1	2.5~3.5	0.29	15~20	5~6
	岩 石	云母石英片岩, 绿泥片岩, 石英斑岩	6~8	250	12	5.0	7	10	7	0.5	1	<1.5	0.25	15~20	5~6
		底盘块状角闪岩, 绿泥角闪岩	8~10	250	12	4.5	7	10	6.6	0.45	1.08	1.5~2.5	0.264	15~20	5~6
		底盘夹层块状绿泥角闪岩, 上盘绿泥角闪岩	>12	250	12	4.5	6.5	9	6.6	0.5	1.0	2~3	0.285	15~20	5~6
南 山 铁 矿	赤 铁 矿	4~7	250	14~15	6~7	同 左	10~12	5.5~6.5	0.59	1.08	1.5~2	(0.32~0.35)		8	
	硬 岩	10~12	250	14~15	5~6		9~11	4.5~5.5	0.55	1.1	1.5~2	(0.35~0.37)		8	
	中 硬 岩	6~8	250	14~15	6~7		10~12	5.5~6.5	0.59	1.08	1.5~2	(0.3~0.37)		8	
	软 岩	2~5	250	14~15	7~8		10~12	6~7	0.66	1.15	1.5~2	(0.28)		8	

国内部分露天矿深孔爆破参数

表 1-6-6

矿 名	矿 岩 种 类	坚 固 系 数 (f)	阶段高 (m)	孔 径 (mm)	孔 距 (m)		底盘抵抗线或排距 (m)		邻近 系数	超 深 (m)	填塞 长度 L ₂	平均单位耗药量	
					前 排	后 排	前 排	后 排				kg/t	kg/m ³
石 人 沟 铁 矿	石英磁铁矿 闪长片麻岩	10~12 6~10	9~11	150	5~5.5	5~5.5	6~8	4.5~5		1.5~2.5		0.125	0.425
兰尖铁矿	矿石及岩石	10~14	15	200	6.5~7.5	6.5~7.5	7~9	5.7~6.5	1.2~4	1.5~2.5	7~8	0.13~0.19	
聂村铁矿	原生磁铁矿 透辉石砂卡岩	4~12 4~8	10	150	3.5	3.5	4	4		2		0.074	
龙泉雾石灰石矿	石 灰 石	6~8	12	170	3.5	3.5	3.5	4.0		2		0.176	
首钢矿山公司所 属矿山	块状磁铁矿石岩	16	12	250	8~8.5	8~8.5	7~8	5.5~6		2~2.5	4~5		0.55~0.6
	层状磁铁矿	10~16			8.5~9	8.5~9	7~8	6~6.5		2~2.5	4~6		0.45~0.55
	赤铁矿及坚硬混合花岗岩中	10~12			8.5~9	8.5~9	6~7	6~6.5		2~2.5	4~6		0.5~0.55
	硬花岗岩及片麻岩	8~10			9.5~10	9.5~10	7~8	6.6~7		1.5~2	4~6		0.4~0.45
	风化岩石				10~11	10~11	8~9	7~7.5		1.5~2	5~6		0.35~0.4
峨口铁矿	磁铁矿	13~17	12	200	5.5	5.5	8~12	4.5		2~3		0.253	
	角闪岩及片岩	4~12			5.5	5.5	8~12	4.5~5.0		2~3			
歌乐山石灰石矿	石灰石	8~12	10	170	4.5	4.5	4.5~6.5	4		1.5~2		0.17	0.43
阳泉铝土矿	围 岩	8~10	8~10	150	7.0	7.0	5.0	5.0		0.8		0.17	0.22
金川露天矿	矿 石	10~14	12	250~280	6~8	6~8	9~11	5~6		1		0.07	0.25
金堆城钼矿	矿 石	12~14	12	200	8	8	8~10	7		1.5~2		0.10	
铜录山铜矿	矿 石	10~12	10~12	250	4~5		8~10			2~3		0.13	
	岩 石	8~10			4~6		10~12			2~3			

国外部分露天矿深孔爆破参数

表 1-6-7

国 名	矿山名称	地质条件	阶段高 (m)	孔 径 (mm)	超 深 (m)	抵抗线 或排距 (m)	孔间距 (m)	延米爆 破 量 (t/m)	炸 药 单 耗		炸药种类
									(kg/m ³)	(kg/t)	
美 国	西雅里塔铜矿	黄铜辉钼矿，围岩为石英闪长岩	15	310 250	2.7 2.7	9 7.5	9 7.5				浆状和被油
	明塔克铁矿	铁 燧 岩	12	310 250	1.2~1.5 1.2~1.5	8.5 6	8.5 6			0.294 0.294	同 上
	雷乌铁矿		10.5	240	1.1	7.8	7.8				同 上
	鹰山铁矿	赤铁，磁铁矿，围岩为白云岩，石英岩	13.5	350 250 228 170	4.5	10.2 4.2~8.4	10.2 4.2~8.4		0.72~1.2		浆状80% 被油20%
	伊利铁矿	铁 燧 石	10.5	310 230	1.3 1.3	5.8 5.5	5.3 5.5			0.34	
	希宾铁矿	铁 燧 石	15	380、310	1.5	7.2~10.8	7.2~10.8			0.18~0.27	
加 拿 大	斯卡利铁矿	镜铁矿，赤铁矿，石英岩	12	310 250	1.2 1.2	8.4 7.8	7.5 7.5	235		0.227	
	希里菲斯铁矿	品位28%磁铁矿	10.5	250 228		7.8	7.8	108~118			
	拉克珍妮铁矿	镜赤铁矿	12	310	1~1.5	8.7 9.0	8.7 9.0				
	卡罗尔铁矿		13.5 19.5	250		7	7	150		0.4	
	亚当斯铁矿	铁矿石，火山岩	12	250		6.6 6.9	7.2 7.5	160		0.22	
	卡蓝德铁矿		9	200		4.5 5.5	4.5 5.5		0.6		
	希尔顿铁矿		10	175		5.4 5.6	5.4 5.6	80.9		0.19~0.2	
	谢普维尔铁矿		11.5	250		7.8	8.4	135		0.165	
	罗伯特铁矿		11.5	228 200		6.3 5.4	6.3 5.4			0.14	

续表

国 名	矿山名称	地质条件	阶段高 (m)	孔 径 (mm)	超 深 (m)	抵抗线 或排距 (m)	孔间距 (m)	延米爆破量 (t/m)	炸药单耗		炸药种类
									(kg/m ³)	(kg/t)	
加 拿 大	格蓝尼瑟铜矿	赤铁矿, 石英, 角闪岩	10.5	250	1.5	7.5 8.0	7.5 8.0	112 124			浆 状 铵油浆状
	基德湾铜铅锌矿		12	250		6.7 6.0	8.5 7.8	165 135		0.18 0.27	
	铜山铜矿		12	250		7.5 8.0	7.5 8.0	207 241		0.13	
	杰西铜矿		10	250		7.5	7.5	172		0.14	
	布伦达铜矿		15	310		7.8	9	180~190		0.22	
	不列颠哥伦比亚钼矿		10.5	228		5.4 6.0	5.4 6.0			0.21	
	恩达科钼矿		10	228		6	6	75		0.22	
	阿拉德湖钛铁矿		10.5	165		4.2 4.5	5.1 6.2	90~95		0.2	
	莱特山铁矿			310	1.2~2.1	8.5 9.1	8.5 9.1			0.4	
苏 联	南部露天铁矿	$f=14\sim18$ 磁铁矿石岩贫矿	14.9~ 32.1	220~289	3.0~4.5	7.1~7.7	7.5~7.6	495~57m ³ /m	0.67~0.98		
	中部采选公司露天铁矿	$f=8\sim18$ 的页岩和 $f=10\sim14$ 的氧化角 岩	15~30.2		2.9~3.1	8.2~8.5	7.9~8.6	54~63.8m ³ /m	0.55~0.65		
澳 大 利 亚	纽曼山铁矿		15	310	1.5	4.5, 6	4.5, 6				铵 油
	蒙纳奇铁矿		7.5~15	150, 165	1.5~1.8	4.5	4.8				铵油浆状
	巴伦铁矿		7.5~15	250	0.75~1.5	6.6 6	6.6 7.2				铵 油
	库兹岛铁矿		12	165	1.2	4.2	4.5				铵 油
	科卡图岛铁矿		10.5	165 100	0.9~1.2	4.2 2.7	4.5 2.7				铵 油
	库列阿诺宾铁矿		12	165	1.2	4.8	5.4				铵油浆状
	戈茨沃西山铁矿		9	228	2.4	6	6				同 上
	库蓝努卡铁矿		9	165	1.2	4.5 5.4	4.5 6				同 上
	莱尔山铜矿		13.5	228 165	1.2	6 4.2	4.8 3.6				同 上

6.2.3 装药、填塞、起爆方法

6.2.3.1 装药

1. 装药结构

1) 单一装药

我国露天矿多采用这种结构。

2) 组合装药

孔底部装高威力炸药，上部装低威力炸药。

3) 间隔装药

炮孔中两段或多段装药，各段间用炮泥或空气隔开。美国、加拿大等国多采用炮泥间隔，我国和苏联等多采用空气间隔。间隔装药爆破可降低大块率，改善爆破质量。

4) 不偶合装药

在预裂爆破和光面爆破中采用药包直径小于钻孔直径的装药结构，可以保护边坡。

2. 装药方法和机械化

目前我国一些露天矿仍采用人工装药。其缺点是装药密度低，效率低，劳动强度大。要逐步向机械化装药发展。

机械装药是用装药车或混药车。我国已研制成功的装药车有粒状硝酸铵炸药混装车，浆状炸药混装车，乳化炸药混装车等。这些设备的技术规格见附录1。

国外使用的部分装药车主要技术指标见表1-6-8。

国外部分装药车主要技术指标

表 1-6-8

生产厂家	型 号	装药方式	炸药品种	载重量 (t)	装药速度 (kg/min)	每班装药量 (t)
埃列克(美)	PP 型	现场混制	乳化或浆状	11.34	320	22~33
CIL(加)	GELMASTER	同 上	乳 化	12.5	200	25
杜 帮	LG 型	泵 送	乳化或重铵油	10.5	275	23
同 上	SM 型	同 上	同 上	4.5	115	9
同 上	螺旋混合	现场混制	重铵油	4.5t乳化液 6.4t铵 油	225	14
东方机械厂(苏)	MD3-1M		粒状铵油		300	
同 上	AKBaTOJI-3		水 胶		450	

6.2.3.2 填塞

目前我国许多露天矿深孔爆破的填塞工作仍以人工填塞为主。少数矿山采用机械填塞，我国研制的填塞机见表1-6-9。该机在南芬铁矿试用，效果良好。

6.2.3.3 起爆方法

根据起爆材料不同，起爆方法有：

(1) 电力起爆。使用的起爆器材有普通电雷管，秒差电雷管，毫秒电雷管。电力起爆在我国露天矿应用较广，爆破用电源取自爆破安全距离以外的电源。爆破前可对电爆网路进行检查，确保及时准确起爆。这种起爆方法成本低，但爆破前准备工作复杂。起爆网路设计计算见第七章。

(2) 导爆索起爆。常以继爆管配合使用。装药中不用雷管，比较安全。爆破前准备

TS-2型露天矿炮孔填塞机技术规格

表 1-6-9

适用孔径	φ250—φ380 (mm)
破碎扭矩	(0~181) × 9.8 (N·m)
破碎转速	0~200 (r/min)
最大牵引力	10.5 × 9.8 × 10.3 (N)
自重	13 t
外形尺寸	7800 × 2580 × 3150 (mm) (长 × 宽 × 高)
功率	150 × 0.735 (kW)
生产效率	90 (s/孔)

注：研制单位为冶金部马鞍山矿山研究院，本钢南芬露天铁矿，常州矿山机械厂。

工作简单，但成本高。

(3) 导爆管起爆。导爆管是传递冲击波的塑料小管，与非电毫秒雷管，联接传爆元件和引爆元件组成导爆管非电起爆系统。

(4) 导火索起爆。常用8°火雷管起爆，露天矿多用于二次爆破和辅助作业爆破。

(5) 混合起爆。使用低感度炸药的矿山，先用少量感度高的炸药作起爆药包先起爆，然后起爆大量低感度炸药。

国产电力起爆器的型号和技术性能见附录1。

6.2.4 微差爆破和留碴挤压爆破

6.2.4.1 微差爆破

1. 优点

(1) 微差爆破可实现多排孔爆破，扩大一次爆破的矿岩量，满足大型露天矿的生产要求；

(2) 提高爆破质量，降低爆破成本。破碎的块度均匀，大块率低，爆堆集中，有利于提高装载设备的效率；

(3) 减轻爆破地震波作用，防止对附近建筑物和采场边坡的危害。

2. 爆破延迟时间选择

1) 按岩石移动条件计算延迟时间

$$\Delta t = KW + \frac{L}{V_c} \quad (1-6-16)$$

式中 Δt ——排间延迟时间，ms；

K ——系数，一般取 $K = 2 \sim 3 \text{ ms/m}$ ；

L ——形成裂缝宽度，一般取 $L = 10 \text{ mm}$ ；

V_c ——裂缝开裂速度，一般取 $V_c = 3 \sim 5 \text{ mm/ms}$ ；

W ——底盘抵抗线，m。

2) 瑞典U·兰格弗斯提出的计算公式

$$\Delta t = KW \quad (1-6-17)$$

式中 K ——系数， $K = 3 \sim 6 \text{ ms/m}$ 。硬岩取小值，软岩取大值。

3) 苏联矿山部门提出的公式

$$\Delta t = KW(24 - f) \quad (1-6-18)$$

式中 f ——岩石硬度系数；

K ——与岩石裂隙发育程度有关的系数。裂隙发育的岩石（裂隙最小边长大于1m）

$K = 0.5$ ；裂隙发育（最小边长小于0.5m） $K = 0.9$ 。

爆破参数选择，参见本章6.2.2。

3. 微差爆破起爆方法

微差爆破起爆使用的器材有电微差雷管（毫秒雷管），导爆管微差雷管，单段导爆管微差雷管接力起爆。

单段导爆管微差雷管接力起爆具有联接简单，不受雷管段数限制，可实现几十段爆破等优点。因而，在我国露天矿得到广泛应用。

常用的微差起爆方式有下列几种：

- (1) 方格布孔，排间微差（图1-6-2a）；
- (2) 方格布孔，对角微差（图1-6-2b）；
- (3) 方格布孔，中间“V”形微差（图1-6-2c）；
- (4) 方格布孔，波浪式微差（图1-6-2d）；

4. 孔内微差起爆

孔内微差起爆是在同一炮孔中进行分段装药，各段装药之间进行微差起爆，它具有微差爆破和间隔装药两者的优点。

孔内微差时间，一般通过实验确定。阶段高度为12~15m的硬岩，采用高威力炸药时，时间间隔以10ms为宜。段高大于15m或采用低威力炸药时，以10~20ms为宜。

起爆顺序如图1-6-3。

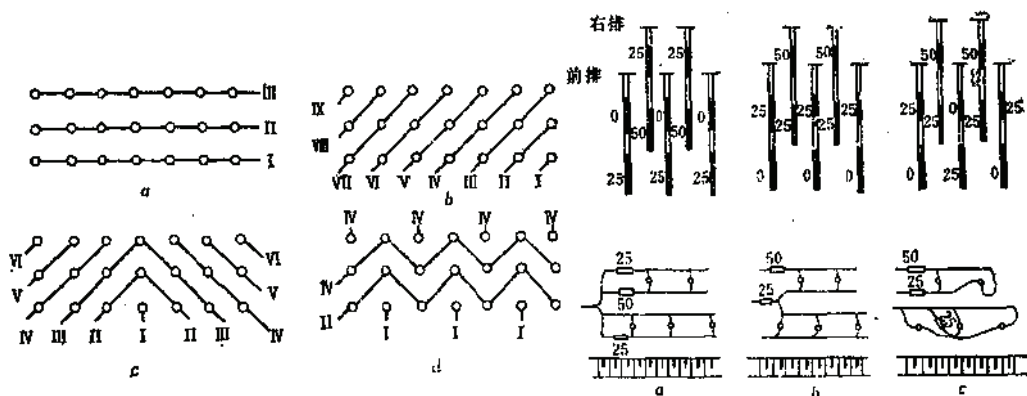


图 1-6-2 微差爆破起爆方式

a—排间微差；b—对角微差；
c—“V”形微差；d—波浪微差

图 1-6-3 孔内微差起爆顺序

a—先上后下起爆；b—先下后上起爆；
c—上下混合起爆

5. 微差爆破实例

几个露天矿山采用微差爆破的效益见表1-6-10。

6.2.4.2 留碴挤压爆破

留碴挤压爆破是利用上一循环爆落的矿岩，铲装时留下一部分堆在待爆破工作面前

几个矿山微差爆破效益

表 1-6-10

项 目	德兴铜矿	水厂铁矿	金堆城矿
阶段高 (m)	12	12	12
孔 径 (mm)	250	250	250
延米炮孔爆破量提高 (%)	18.1~17.6	33	63.4
平均单耗降低 (%)	23.4~31.8	10	19.7
大块率降低 (%)	51.9~85.2	由2%降到0.32%	由1.4%降到0.6%
挖掘效率提高 (%)	14.5	10~37	26.7
每次爆破排数 (排)		3~5	

注：表中数字为与单排孔齐发爆破对比值。

方，使下次爆破的第一排矿岩，受爆破作用及堆碴作用的挤压。

挤压爆破的孔网和时间间隔，与微差爆破相同，挤压爆破的参数指堆碴厚度和堆碴的松散系数。

(1) 堆碴松散系数，即原岩密度与堆碴密度之比，应保持在1.15~1.4之间，松散系数过小，容易将堆碴压实，形成硬墙，影响挖掘机的工作效率。

(2) 在正常条件下压碴厚度应小于前排的底盘抵抗线。

(3) 最后一排孔的排距应比一般爆破设计（清碴爆破）减小10%左右，其它设计参数与一般爆破相同。

(4) 如果前排堆碴大于底盘抵抗线或堆碴松散系数小于1.15，应把第一排炮孔装药量增加15~20%。

(5) 挤压爆破爆堆宽度与堆碴厚度的关系可参照表1-6-11。

爆堆宽度与堆碴厚度的关系

表 1-6-11

岩石坚固系数 (f)	单位炸药消耗量 (kg/m ³)	堆碴厚度对应的爆堆前移距离 (m)							
		10	15	20	25	30	35	40	
17~20	0.7~0.95	31	27	20	15	10	5	0	
13~17	0.6~0.8	27	21	13	5	0	—	—	
8~13	0.3~0.6	15	11	0	—	—	—	—	

6.2.5 深孔爆破设计的材料消耗定额及劳动定额

6.2.5.1 材料消耗定额

阶段高度12m时，1000m³矿岩（实方）的爆破材料消耗定额见表1-6-12。

6.2.5.2 劳动定额

爆破工作的具体内容：准备填塞物、装药、填塞、联接爆破网路、警戒和起爆等。当采用人工装药和人工填塞时，爆破工作定员可按一次爆破量和同时爆破的钻孔数确定。当孔径为200mm以上时，一般按每人每次一个钻孔考虑。孔径为150mm左右时，可按每人每次二个孔考虑。

深孔爆破设计1000m³矿岩材料消耗定额

1-6-12

穿孔直径 (mm)	岩石硬度系数 (f)	2 [#] 岩石炸药 (kg)	铵油炸药 (kg)	电雷管 (m)	火雷管 (个)	导火索 (m)	区域线 (m)	母线 (m)
80 (阶段高8m)	4~6	27.54	348.85	42.86	31.68	47.53	409	7.95
	7~10	35.95	465.41	59.8	48.57	72.86	553.21	8.48
	11~14	47.93	588.56	87.69	67.12	100.67	797.46	9.13
150	4~6	13.11	357.22	11.44	31.68	47.53	168.33	6.81
	7~10	22.23	470.46	13.77	48.57	72.86	199.65	8.20
	11~14	26.69	611.93	16.89	67.12	100.67	241.97	8.80
200	4~6	15.82	358.65	7.14	23.59	35.73	110.78	2.98
	7~10	18.50	472.24	8.35	31.20	46.80	127.65	3.48
	11~14	21.26	614.23	9.90	40.47	60.70	149.25	3.75
	15~20	24.66	708.57	11.91	51.28	75.02	177.25	4.14
250	7~10	18.05	472.87	6.46	32.53	46.84	114.40	3.51
	11~14	20.66	613.03	7.5	41.83	62.75	107.25	3.90
	15~20	23.88	709.60	8.8	52.33	78.50	128.75	4.07
310	7~10	17.76	473.18	5.51	32.56	48.84	80.42	1.43
	11~14	20.30	615.42	6.31	41.33	62.75	93.17	1.54
	15~20	23.41	710.09	7.31	52.33	78.50	109.9	1.69

注：表列定额系用电雷管起爆，火雷管二次破碎。如使用非电导爆管网路，则将电雷管数量换成非电导爆管，微差雷管数量，区域线长度换成非电导爆管长度。

6.3 控制爆破

控制爆破广泛用于边坡工程中，以保证露天采场最终边坡的平整和提高边坡的稳定性。

控制爆破的方法有预裂爆破、光面爆破和缓冲爆破。

6.3.1 预裂爆破

预裂爆破是在设计的开挖边界线上打一排间距较密的炮孔，每孔装少量炸药，在主冲击波到达之前起爆，形成一条能反射主冲击波并散逸生产爆破产生的膨胀气体的张开裂缝，减弱主冲击波对边坡面的破坏。

爆破参数

- (1) 孔径 d ：一般 $d \leq 150\text{mm}$ 。有的矿山采用200mm或250mm孔径；
- (2) 孔距 a ： $a = (8 \sim 12)d$ （硬岩取小值，软岩取大值）；
- (3) 线装药密度，参考表1-6-13~表1-6-15选取。底部1m孔的装药量应比上部线装药密度大些。其加大值见表1-6-16；
- (4) 孔的上口1~1.5m不装药。一般用导爆线同时起爆。

我国部分工程预裂爆破参数见表1-6-13。美国《爆破者手册》推荐的预裂爆破参数见表1-6-14。瑞典兰格弗尔斯推荐的预裂爆破参数见表1-6-15。

我国部分工程预裂爆破参数表

表 1-6-13

工程名称	岩石类型	f	孔 径 (mm)	孔 距 (m)	炮眼倾角	孔 深 (m)	线装药密度 (kg/m)
眼前山铁矿掘沟	混合岩	8~10	230	2.5~3	直	6~17	2.8~3.6
宝山铜矿路堑	砂卡岩	6~10	150	1.5~2	75°	11.0	0.8~1.2
	砂化灰岩	8	同上	1.8~2.7	75°	11.0	0.9~1.0
	白云岩	4.7	同上	1.3~2	75°	11.0	0.75
	砂 岩		100	1.0	垂直	9.0	0.5
	灰 岩		150	2.5	垂直	11.0	0.75
三江电厂	砂 岩	2~4	170	1.35	垂直	7.0	0.25
溢洪道开挖	凝灰角闪岩	3	65	0.6	1:0.3	15.0	0.11
	流纹岩	5	65	0.8	1:0.3	12.0	0.16
	风化花岗岩	4	65	0.6	1:0.3	6.0	0.14
	同 上	3	65	0.6	垂直	8.0	0.09
	浅层凝岩	11	65	0.6	垂直	10	0.22
地下电厂开挖	坚硬板岩辉绿岩	26	60	0.6	垂直	3.0	0.1
隧道开挖	页 岩	4	33	0.45	水平	1.8	0.11
路堑开挖	古生代砂岩	3	65	0.7	1:0.2	5.5	0.16

美国《爆破手册》推荐的爆破参数

表 1-6-14

孔 径 (mm)	孔 距 (m)	线装药密度 (kg/m)
38.1~44.4	0.3~0.46	0.12~0.37
60.8~63.5	0.46~0.61	0.12~0.37
76.2~88.9	0.46~0.91	0.19~0.74
101.6	0.61~1.22	0.37~1.11

瑞典兰格弗尔斯推荐的光面预裂爆破参数表

表 1-6-15

孔 径 (mm)	炸 药 品 种	光 面 爆 破		预裂孔距 (m)	线装药密度 (kg/m)
		孔 距 (m)	抵抗线 (m)		
30	Gurit	0.5	0.7	0.25~0.50	
37	Gurit	0.6	0.9	0.30~0.50	0.12
44	Gurit	0.6	0.9	0.30~0.50	0.17
50	Gurit	0.8	1.1	0.46~0.7	0.25
62	Nabit	1.0	1.3	0.55~0.8	0.35
75	Nabit	1.2	1.6	0.6~0.9	0.5
87	Dynamite	1.4	1.9	0.7~1.0	0.7
100	Dynamite	1.6	2.1	0.8~1.2	0.9
125	Nabit	2.0	2.7	1.0~1.5	1.4
150	Nabit	2.4	3.2	1.2~1.8	2.0
200	Dynamite	3.0	4.0	1.5~2.1	3.0

预裂爆破孔底部装药系数

表 1-6-16

孔 深 (m)	< 5	5~10	>10
底部1 m 线装药密度增加倍数	0.5~1.0	1~1.5	1.5~2.0

实例 南山铁矿，在宽45m的堑沟掘进中，为保护采场固定边帮，采用丁预裂爆破。炮孔布置见图1-6-4。沿设计开采境界打60°斜孔。（与阶段坡面角一致），孔径150mm，孔深15~16m（段高14~15m），采用铵油炸药和2°岩石炸药，药卷直径35~45mm。装药不耦合系数为3.3~4.3。爆破参数见表1-6-17。预裂孔在主爆孔之前50~150ms起爆。效果良好。

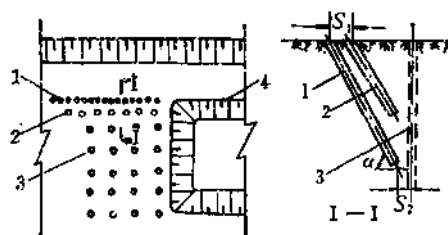


图 1-6-4 堑沟掘进预裂孔布置

- 1—预裂孔；2—辅助孔；
3—主爆孔；4—开采境界；
 S_1 —辅助孔和预裂孔排距；
 S_2 —预裂孔和主爆孔的孔底距

南山铁矿堑沟掘进预裂爆破参数

表 1-6-17

岩石类别	f 值	岩体性质	预 裂 孔			孔底间距 (m)
			孔 距 (m)	实际装药量 (kg/m)	平均每米装药量 (kg/m)	
砂化黄铁矿化粗 长闪长岩	8~12	完整性较好 裂隙发育	1.7~2.0	1.2~1.5	1.0~1.3	1.0~1.5
			1.3~1.7	1.0~1.4	0.8~1.1	1.5~2.0
粗 面 岩	4~8	不完整 裂隙发育	1.6~1.8	1.1~1.6	0.9~1.2	1.5~2.0
			1.2~1.6	1.1~1.3	0.8~1.0	2.0~2.5
高岭土化辉长闪 长岩	2~4	强风化	1.0~1.5	0.8~1.2	0.6~0.9	2.5~3.0

6.3.2 光 面 爆 破

光面爆破是沿设计开挖边线打一排间距较小的炮孔，少量装药，在主生产炮孔爆破后起爆，以得到一个平整的（光的）开挖边帮面，提高边坡稳定性。

爆破参数

- (1) 孔径 d : $d \leq 150\text{mm}$;
(2) 孔距 a : $a = (10 \sim 16)d$ 一般用 $a = (12 \sim 15)d$;
(3) 最小抵抗线（或称层面厚度）：一般为孔距的1.2~1.4倍。

(4) 孔深: 炮孔方向与生产爆破孔平行者, 其深度亦同。不平行者, 孔底同深, 但保持孔底间距 (10~30) d 。

爆破参数见表1-6-18和表1-6-19。

光面爆破实际参数

表 1-6-18

名称	岩石	f	孔径 (mm)	孔距 (m)	抵抗线 (m)	线装药密度 (kg/m)	单耗 (kg/m ³)
张家路路堑	砂岩		150	1.5~2.0	3.0~3.5	0.81	0.12~0.18
前坪路堑	砂岩		100	1.5	2.3	0.7	0.13
马颈地路堑	石灰岩		100	1.5~1.6	1.6~1.9	0.9	0.3
休宁站场	红砂岩		150	2.0	2~3	1.2~2.7	0.3~0.4
凡洞铁矿	斑岩花岗岩	3~8	150	2~2.5	2~2.5	1.0	

美国《爆破者手册》推荐的光面爆破参数

表 1-6-19

孔径 (mm)	孔距 (m)	抵抗线 (m)	线装药密度 (kg/m)
50.8~63.5	0.91	1.22	0.12~0.37
76.2~88.9	1.22	1.52	0.19~0.74
101.6~114.3	1.52	1.83	0.37~1.11
127.0~139.7	1.83	2.13	1.11~1.49
152.4~165.1	2.13	2.44	1.49~2.73

6.3.3 缓冲爆破

缓冲爆破是控制爆破的最简单的方法。它只涉及到主爆破孔网 的最后一排参数的改变, 即减少抵抗线、孔距和装药量, 以限制爆破的后冲, 减少顶部龟裂, 常与预裂爆破联合使用。其填塞长度一般等于抵抗线。

爆破参数见表1-6-20。

缓冲爆破参数设计参考值

表 1-6-20

孔径 (mm)	孔间距 (m)	抵抗线 (m)	线装药密度 (kg/m)
51~63.5	0.91	1.22	0.12~0.37
76.2~88.9	1.22	1.52	0.20~0.75
101.6~114.3	1.52	1.83	0.37~1.12
127~139.7	1.83	2.13	1.12~1.49
152.4~165.1	2.13	2.74	1.49~2.24

实例 白银露天矿靠近边坡采用缓冲爆破孔径200mm时, $a=2.5\sim3.0\text{m}$, $b=3\sim5\text{m}$, $W=5\sim6\text{m}$; 孔径250mm时, $a=3\sim4\text{m}$, $b=4\sim6\text{m}$, $W=6\sim7\text{m}$ 。装药量为一般爆破孔的3/5左右, 平均单耗略小于一般爆破孔, 无超深, 留有0.4~0.2m保护层或不留保护层, 对防止后冲, 保护边坡效果良好。

6.4 浅孔爆破

6.4.1 应用范围

浅孔爆破指孔径在50mm以下、孔深不超过5m的爆破作业。它是小型露天矿的主要爆

破方法。在大中型露天矿常用作辅助性爆破，如修路、处理根底、破碎不合格大块、处理单壁路堑外侧高度小于5m的斜坡等。

6.4.2 爆 破 参 数

(1) 最小抵抗线 W (m)按下式计算：

$$W = d \sqrt{\frac{8.2\Delta}{mq}} \quad (1-6-19)$$

式中 d ——炮孔直径，dm；

Δ ——装药密度，kg/dm³；

m ——炮孔邻近系数，一般 $m=0.8\sim1.4$ ；

q ——单位炸药消耗量，kg/m³。

最小抵抗线亦可按孔径的25~40倍确定。

(2) 孔距 a (m)按下式计算：

$$a = (1\sim2)W \quad (1-6-20)$$

(3) 排距 b (m)按下式计算：

$$b = (0.8\sim1.0)a \quad (1-6-21)$$

(4) 孔深 L (m) 根据岩石软硬不同分别计算如下：

$$\text{软岩} \quad L = H; \quad (1-6-22)$$

$$\text{硬岩} \quad L = (1.1\sim1.5)H. \quad (1-6-23)$$

(5) 装药量计算时要区别前后排孔，计算如下：

$$\text{前排孔} \quad Q = qWaH \quad (1-6-24)$$

$$\text{后排孔} \quad Q = qabH \quad (1-6-25)$$

(6) 装药量验算，即按炮孔可能装入的药量计算：

$$Q_1 = \frac{0.66L\pi d^2\Delta}{4} \quad (1-6-26)$$

如果验算结果 $Q_1 < Q$ ，则重新调整孔网， Q_1 单位为kg。

6.4.3 材 料 消 耗

浅眼爆破材料消耗见表1-6-21至表1-6-23。

每米炮孔装药量 (kg/m)

表 1-6-21

药包直径 (mm)	装药密度 Δ (kg/dm ³)		药包直径 (mm)	装药密度 Δ (kg/dm ³)	
	0.85	0.9		0.85	0.9
30	0.6	0.635	36	0.87	0.92
32	0.68	0.72	37	0.91	0.97
33	0.74	0.78	38	0.98	1.03
34	0.76	0.8	39	1.01	1.07
35	0.82	0.87	40	1.07	1.13

浅孔爆破每m³矿岩实际材料消耗

表 1-6-22

矿山名称	矿岩硬度 <i>f</i>	硝酸炸药 kg	雷 管 个	导火线 m
弓长岭铁矿	12~16	0.3~0.4	0.25~6.3	0.3~0.4
大石桥铁矿	6~8	0.26	—	—
北 山 矿	6~8	0.22	0.15	0.26
南 山 矿	6~8	0.35~0.38	—	0.16
大明山石灰石矿	6~8	0.38	0.15	3.44
富儿沟石灰石矿	8~10	0.21	0.45	0.53
庙岭石灰石矿	8~12	0.26	0.11	0.1
济南石灰石矿	8~10	0.27	0.18	0.15
小屯石灰石矿	8	0.48	0.4	0.14
西 铭	6	0.31	0.5	0.53

浅孔爆破的设计材料消耗

表 1-6-23

起爆方式和材料名称		矿 石 硬 度 系 数 (<i>f</i>)						
		1~3	3~6	6~8	8~10	10~12	12~16	16~20
被油炸药 (kg/m ³)		0.2	0.3	0.33	0.34	0.36	0.38	0.44
电力起爆	电雷管(个/m ³)	0.22	0.33	0.38	0.42	0.45	0.48	0.55
	电线(m/m ³)	0.60	0.90	1.10	1.25	1.40	1.6	2.00
导火线起爆	雷 管(个/m ³)	0.11	0.16	0.19	0.21	0.23	0.25	0.28
	导火线(m/m ³)	0.40	0.60	0.70	0.75	0.80	0.90	1.10

6.5 药 壶 爆 破

药壶爆破法可克服较大的抵抗线，减少钻孔工作量。药壶一般需进行几次扩壶爆破才能达到设计体积。第一次扩壶用药量一般为100克，以后逐次增加。扩壶次数与药量关系见表1-6-24。

扩壶次数与药量关系 (单位: g/次)

表 1-6-24

岩石硬度系数 (<i>f</i>)	扩 壶 次 数						
	1	2	3	4	5	6	7
< 5	100	200					
5~6	100	200	300				
7~8	100	200	400	600			
9~10	100	200	400	600	800	900	1000

6.5.1 药 壶 布 置 方 式

药壶爆破多与浅孔爆破结合使用，以降低大块率。其布置方式有矩形和三角形两种(图1-6-5)。

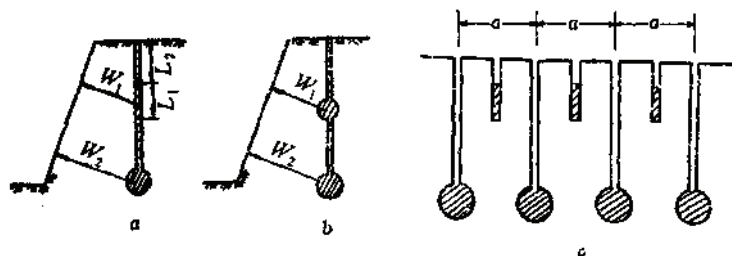


图 1-6-5 药壶布置

a—高阶药壶综合装药；

b—上下层药壶布置；

c—药壶与长药包交错布置

6.5.2 爆破参数

6.5.2.1 装药量

$$\text{抛掷爆破} \quad Q = KW^3 f(n) \quad (1-6-27)$$

$$\text{振动爆破} \quad Q = qaHW \quad (1-6-28)$$

式中 W ——最小抵抗线, m。 $W = (0.8 \sim 1.0)H$;

K ——抛掷爆破标准单位炸药消耗量, kg/m^3 , (参见第七章);

H ——阶段高度, m;

$f(n)$ ——抛掷爆破作用指数的函数, (参见第七章);

q ——振动爆破单位炸药消耗量, kg/m^3 (参见第七章);

a ——药包间距, $a = (1.0 \sim 1.2)W$ 。

6.5.2.2 药壶体积

$$V = \frac{Q}{\Delta} \quad (1-6-29)$$

式中 V ——药壶体积, dm^3 ,

Δ ——装药密度, kg/dm^3 。

6.6 二次破碎

不合格大块及大块率见本篇第五章。目前二次破碎方法有如下五种,

(1) 钻孔法, 钻孔深度约为钻孔方向岩块厚度的2/3。

炮孔装药量见表1-6-25。材料消耗量见表1-6-26。

(2) 裸露药包爆破法的炸药用量为钻孔爆破的3~7倍, 大块体积与用药量的关系见表1-6-27和表1-6-28。

(3) 用热焙烧剂或膨胀剂二次破碎岩石, 无飞石和噪音的危害。但由于成本高, 作业复杂, 目前仅有个别矿山试用。

(4) 齐大山铁矿对聚能药包进行二次破碎, 作过系统试验。并生产定型产品, 见表

二次破碎炮孔装药量

表 1-6-25

大块尺寸 (m ³)	厚度 (m)	孔 深 (m)	炮孔数 (个)	每孔装药量 (g)
0.125	0.5	0.25~	1	8~15
0.25	0.65	0.35~0.45	1	12~20
0.5	0.8	0.45~0.55	1	20~30
1.0	1.0	0.55~0.65	1	35~70
2.0	1.0	0.55~0.65	2	35~70
3.0	1.5	0.75~1.00	2	65~100

二次破碎材料消耗量

表 1-6-26

名 称	大 块 尺 寸 (m)					
	0.35	0.65	0.75	1.0	1.2	1.4
炸药单耗 (kg/m ³)	0.44	0.22	0.19	0.15	0.10	
雷管消耗 (个/m ³)	8.0	2.0	1.2	0.7	0.6	
导火索 (m/m ³)	8.0	2.0	1.2	0.7	0.6	
延米爆破量 (m ³ /m)	1.6	2.0	2.5	3.0	3.5	4.0

大块体积与用药量表

表 1-6-27

岩石等级	单位炸药耗量 (kg/m ³)	大块边长0.5~0.6m, 平均体积 0.15~0.2m ³ 的大块用药量(kg)	大块边长0.7m, 平均体积0.33m ³ 的大块用药量 (kg)
N	1.3	0.25	0.44
V	1.4	0.28	0.47
VI	1.5	0.30	0.50
VII	1.6	0.32	0.53
VIII	1.7	0.34	0.57
IX	1.8	0.36	0.60
X	1.9	0.38	0.64
II	2.0	0.40	0.67

大于0.5m³的大块体积与用药量

表 1-6-28

块石体积 (m ³)	0.5	1.0	1.5	2.0	3.0	4.0	5.0
药包重量 (kg)	1.1	1.5	2.0	2.5	3.1	4.5	5.5

聚能药包型号及破碎能力

表 1-6-29

药包型号	重量 (g)	岩石硬度系数 (f)	破碎能力 ($m^3/\text{个}$)
Ps-1	500	8~20	1~1.5
Ps-2	800	8~20	1.5~2.5
Ps-3	1000	8~20	2.5~3.5
Ps-4	1500	8~20	3.5~4.5
Ps-5	2000	8~20	4.5~6.0

1-6-29。

(5) 用碎石机破碎大块, 可减轻劳动强度, 改善作业条件, 提高破大块的效率。有关碎石机可参阅本书第四卷矿山机械篇。

第七章 露天矿大爆破

责任编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 刘殿中

7.1 概 述

7.1.1 大爆破分类

露天矿大爆破系指用硐室装药的大型爆破工程。按爆岩破碎程度和堆积状态，大爆破可分为：

- (1) 扬弃爆破；
- (2) 定向抛掷爆破；
- (3) 松动爆破；
- (4) 加强松动爆破；
- (5) 崩塌爆破；
- (6) 一侧抛掷一侧松动的双侧爆破。

7.1.2 大爆破设计原则和要求

- (1) 合理确定大爆破的各项参数，保证爆破安全。
- (2) 经济上合理，在保证爆破效果前提下，尽可能做到投资省，工程量少，工程进度快，爆破成本低。
- (3) 根据矿山建设和生产整体要求和地形地质条件，确定合理的爆破范围和爆破方案，不给后期工程留下隐患。
- (4) 在采场边帮附近进行大爆破时，必须保证边帮稳定；在工业场地、重要建筑物或重要设施附近爆破时，必须保证周围环境的安全。
- (5) 爆堆的形状和分布符合要求，降低大块率，减少边缘欠挖量，爆破区底板要平整。
- (6) 在保证爆破效果的前提下，尽量方便施工。

7.1.3 大爆破的应用范围

- (1) 山坡露天矿基建初期上部（或侧向）覆盖岩层的剥离；
- (2) 开挖堑沟；
- (3) 公路或铁路的半壁路堑开挖；
- (4) 露天转地下垫层爆破；
- (5) 平整工业场地；
- (6) 定向爆破筑路堤及堆石坝；
- (7) 其他——处理滑坡、滚石等。

7.1.4 设计基础资料

7.1.4.1 工程任务资料

包括工程目的、任务、要求；有关工程设计合同、文件、会议纪要以及有关领导部门的批复、决议。

7.1.4.2 地形地质资料

- (1) 爆区、爆岩堆积区地形图，比例尺1:500；
- (2) 大区地形图，其范围包括爆破影响区内的建筑物、构筑物、高压线、公路、铁路等。比例尺1:1000~1:5000；
- (3) 露天矿开采终了平面图；
- (4) 爆破区内地质平面图及地质纵剖面图；
- (5) 爆破区工程地质勘测报告和附图，以及有关钻探、槽探详细资料，裂隙与溶洞资料，岩石力学试验资料等。

7.1.4.3 周围环境调查资料

包括爆破影响区内工业设施及建筑物的重要程度，完好程度；爆区附近的隐蔽工程（包括军事设施、电缆、管线、地下硐室、巷道等）分布情况；附近高压线、电台、电视塔的分布及功率；气象条件（是否雷区）等；

7.1.4.4 试验资料

- (1) 爆破材料说明书、合格证及检测结果；
- (2) 爆破漏斗试验报告；
- (3) 爆破网络试验资料；
- (4) 为确保环境安全而进行的爆破试验和观测报告；
- (5) 针对边坡、预留保护层而进行的实验有关资料。

7.2 药室布置

7.2.1 药室布置原则和要求

7.2.1.1 松动爆破

- (1) 药室平面布置呈三角形或菱形；
- (2) 地形高差较小，当最小抵抗线与药室中心至地表垂直高度的比值 $W/H > 0.6 \sim 0.9$ 时，药室布置为一层；当地形高差较大 $\left(\frac{W}{H} < 0.6 \sim 0.9\right)$ 时，可布置双层或多层。为保证下层爆破效果，上层应采用加强松动爆破，下层采用延发爆破；

- (3) 地形平缓、高差小时，为使爆破块度均匀，施工简单，可采用条形药室布置；
- (4) 在固定边坡附近布置药室时，应留有足够的保护层，以保证边坡的稳定。

7.2.1.2 抛掷爆破和加强松动爆破

- (1) 为提高抛掷效果，应尽量使炸药集中。
- (2) 当主、次药室破裂半径以外的剩余岩坝高度过大（大于5~7m）时，可布置辅助药室，以减少岩墙和大块。

(3) 尽量采用单层药室, 当一次开挖高度较大时, 才采用双层药室。

(4) 山坡地形, 双侧山坡只允许一侧抛掷爆破时的药室布置;

当一侧要求爆堆降低一定高度时, 按加强松动爆破设计。其两侧最小抵抗线关系为:

$$W_1 = \sqrt[3]{\frac{f(n_2)}{f(n_1)}} W_2 \quad (1-7-1)$$

当一侧只允许松动爆破时, 其两侧最小抵抗线的关系为:

$$W_1 = W_2 \sqrt[3]{\frac{1}{3f(n_1)}} \quad (1-7-2)$$

式中 W_1 ——抛掷爆破一侧的最小抵抗线, m;

W_2 ——松动爆破一侧的最小抵抗线, m;

$f(n_1)$ ——抛掷爆破作用指数函数;

$f(n_2)$ ——松动爆破作用指数函数。

(5) 在采场固定帮附近布置药室时, 要留有足够的保护层, 以保证帮坡稳定。

7.2.2 药室布置形式

7.2.2.1 露天矿剥离大爆破药室布置

(1) 地形为窄而陡的山脊时, 在主山脊正下方布置主药室, 两侧布置辅助药室。

例如德兴铜矿水龙山采区山头大爆破, 先在主山脊的最高峰下确定1*主药室的位置。并使1*主药室两侧(1)和(2)最小抵抗线剖面上的最小抵抗线相等。以1*药室为起点, 顺序布置2*~13*药室。然后以1*~13*药室为已知条件, 布置主山脊两侧的辅助药室。布置结果见图1-7-1。

(2) 地形为较平缓的山脊时, 在主山脊下布置两排对称主药室, 然后围绕这些主药室布置辅助药室。

例如: 永平铜矿天排山爆破试验的设计方案, 先在山脊下布置1*, 2*, 3*, 4*, 5*, 6*, 7*, 8*等对称于山脊的主药室, 再在其周围布置辅助药室(参见图1-7-2)。

(3) 当有大断层穿过爆区时, 先布置对称于断层的药室, 然后朝外布置辅助药室。

例如永平铜矿火烧岗大爆破的试验爆破, (图1-7-3), 先布置1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8号药室。千吨大爆破时, 也采用了同样的处理办法, 取得了良好的效果。

(4) 当爆区为一孤立山包时, 先在山峰下布置一个或几个主药室, 再围绕主药室布置一圈至几圈辅助药室。

例如白银万吨爆破的4号爆区药室布置, 就是先在主峰之下布置一个主药室, 然后在其周围布置四圈辅助药室(图1-7-4)。

(5) 当爆区有多个小山峰时, 首先在每个山峰下布置主药室, 然后围绕着各个山头布置辅助药室。贵阳铝厂甘冲石灰石矿剥离爆破的爆区共有五个小山头, 在爆破标高确定之后, 分别在五个山头下布置主药室, 然后围绕主药室布置辅助药室, 取得了预期的爆破效果。

(6) 平顶山包地形, 先在平顶之下布置梅花形分布的主药室或平行分布的条形药室, 再沿边坡布置辅助药室。

例如狮子山万吨大爆破的爆破范围在1175m标高以上, 爆高90m, 上部为平台, 药室

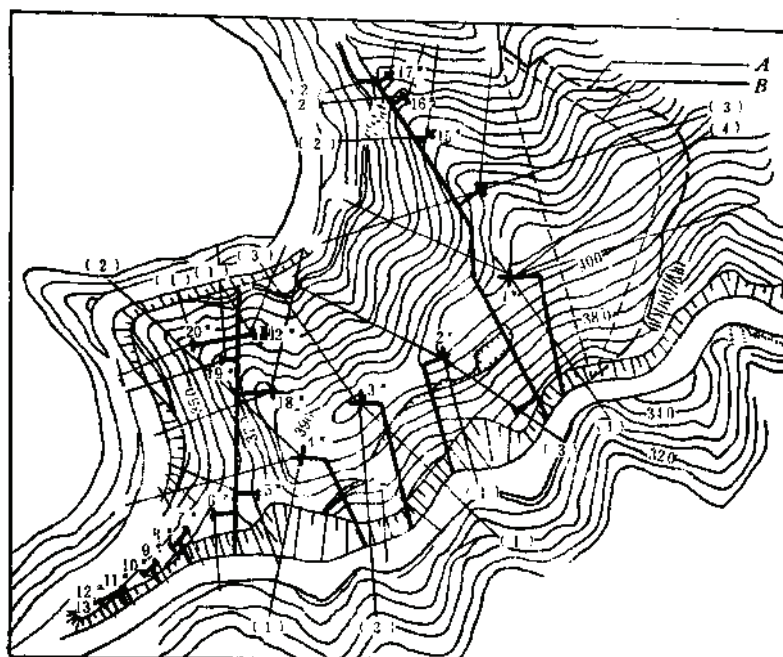


图 1-7-1 水龙山大爆破药室布置
A—露天开采境界；B—边坡破坏线

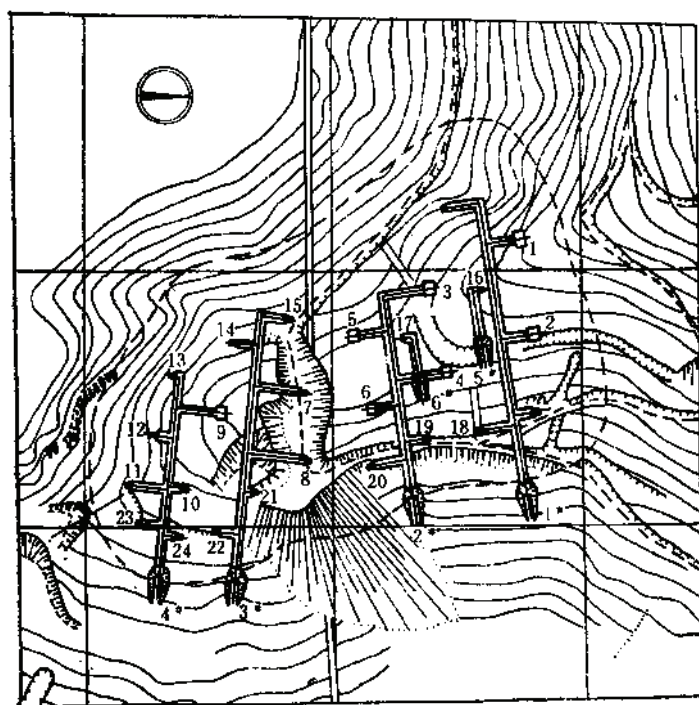


图 1-7-2 天排山试验爆破药室布置

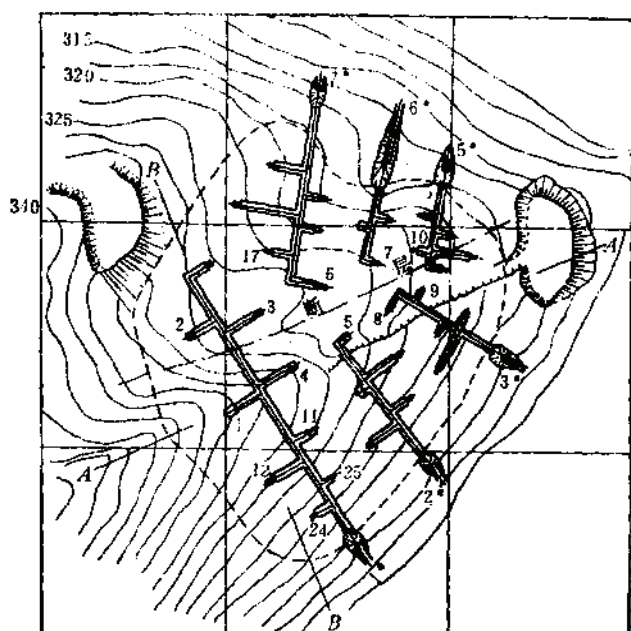


图 1-7-3 火烧岗爆破试验药室布置

分上下两层布置，上层主药室抵抗线25m，下层主药室抵抗线33.5m，均为上向爆破，为使能量均匀分布，药室呈正三角形或条形布置，上下层药室在平面位置上错开。

(7) 窄山脊地形，一侧允许抛掷，另一侧不允许抛掷时，可将药室偏离山脊布置，但药室两侧的抵抗线要满足 $W_1^2 f(n_1) = W_2^2 f(n_2)$ 的要求。

例如，铁山笼鸟矿山头剥离爆破，允许一侧抛掷，按图1-7-5布置药室，取得了良好的效果。

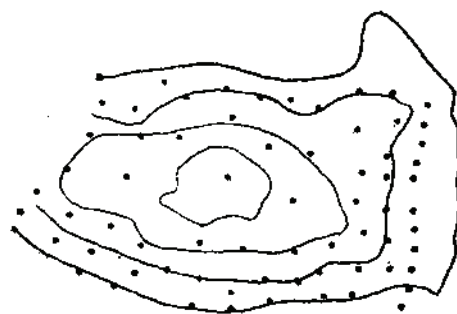


图 1-7-4 白银厂铜矿大爆破4*爆区药室布置

(8) 当山脊较宽，一侧允许抛掷，另一侧不允许抛掷时，可以在山脊下布置两排或三排药室，允许抛掷侧布置抛掷药室，另一侧布置松动药室。

例如云浮硫铁矿露天剥离大爆破在上层525m标高布置两排药室，两侧为抛掷药室，药室呈十字形，东侧为加强松动药室，药室为长条形（图1-7-6）。

(9) 为了减少大块率，在药包作用较弱的地方，可布置顶部药室，有时为了确保边坡的轮廓，避免上部大量坍塌，也可布置顶部控制边坡的药室。

例如永平铜矿火烧岗大爆破的2*药室，即属于加强破碎的压顶药室（图1-7-7）。

7.2.2.2 路堑开挖大爆破药室布置

(1) 单壁路堑，地形较缓时，根据路堑宽度要求，采用单层单排或单层双排布置（图1-7-8）。

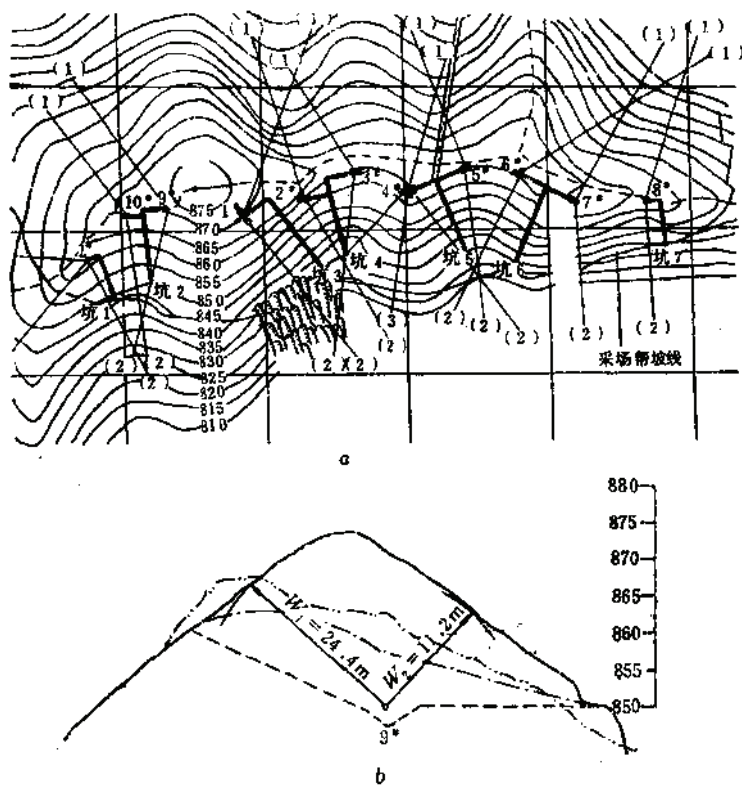
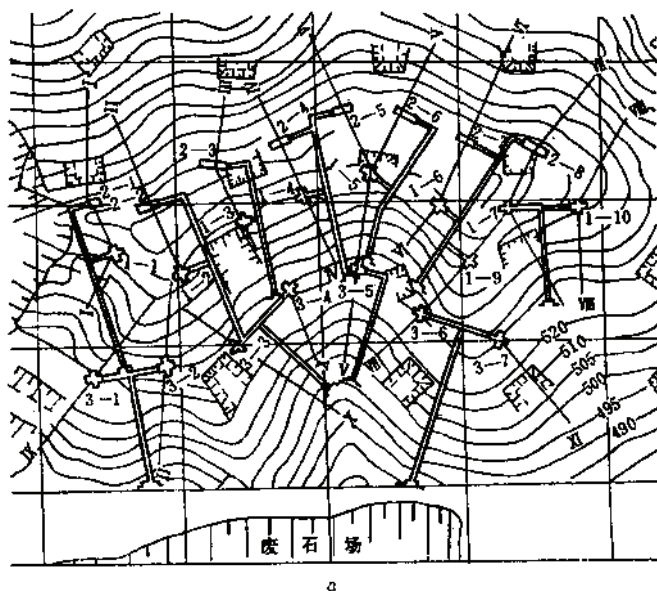


图 1-7-5 铁山笼大爆破药室布置
a—平面图, b—剖面图



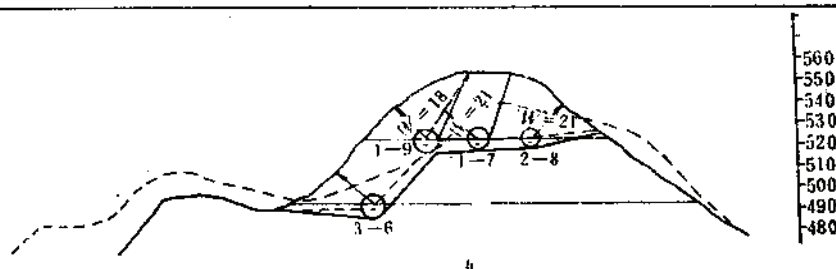


图 1-7-6 云浮硫铁矿大爆破药室布置

a—平面图；b—置一置剖面图

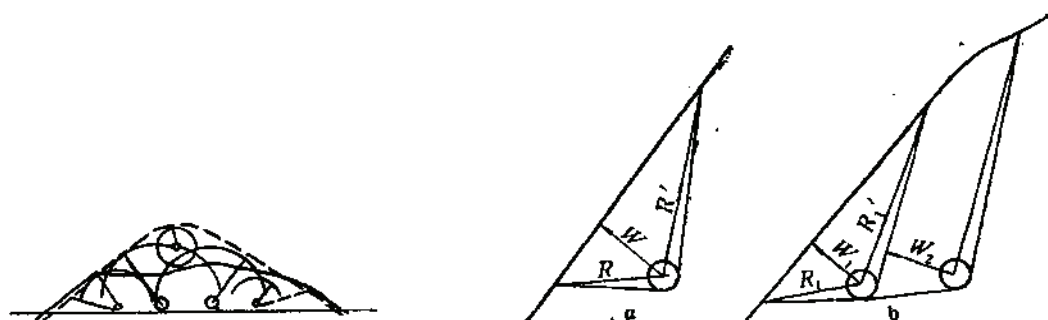


图 1-7-7 永平铜矿火烧岗大爆破的顶部药室

图 1-7-8 单壁路堑单层药室布置

a—单排药室；b—双排药室

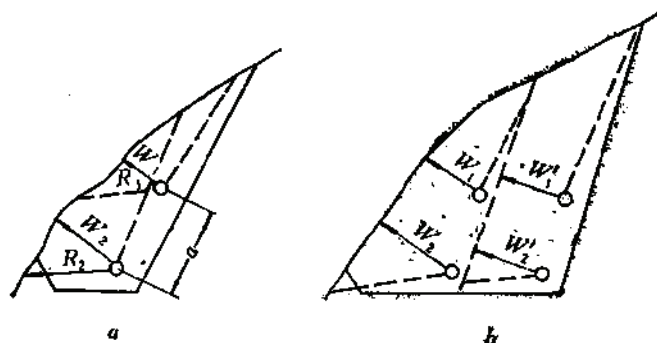


图 1-7-9 单壁路堑双层药室布置

(2) 单壁路堑，地形较陡时，根据路堑宽度要求，采用双层单排或多层多排布置，前后排采用延发爆破（图1-7-9）。上下层药室间距为 $a \leq W \sqrt{n^2 + 1}$ 。

(3) 多面临空的地形开挖双壁路堑，可用多层药室布置。上层药室位置应使 $W_1 = 1.1 \sim 1.2 W_2$ 。上层药室为抛掷爆破，下层药室为松动爆破。上层先爆、下层后爆（图1-7-10）。

(4) 堑沟底宽大于其深度时，用双排对称药室布置，齐发爆破（图1-7-11）。

7.2.2.3 定向抛掷爆破的药室布置

定向抛掷爆破必须使每个药室最小抵抗线方向指向定向中心。布置多排药室时，后排药室的装药量应比前排药室的药量大。后排的最小抵抗线 W_2 大于前排最小抵抗线 W_1 ，

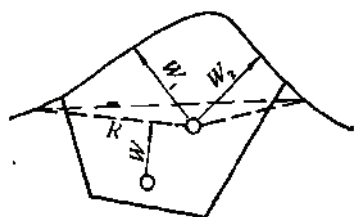


图 1-7-10 多面临空地形双壁堑沟药室布置

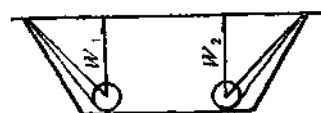


图 1-7-11 双壁堑沟单层双排药室布置

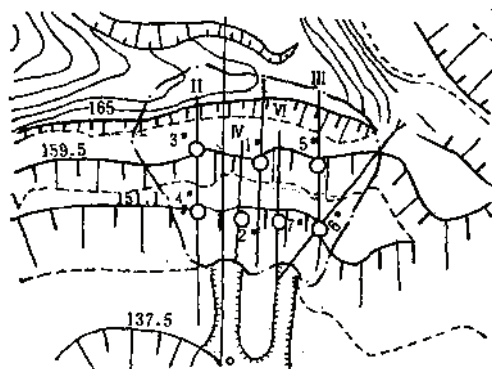


图 1-7-12 对称于主抛方向的药室布置

$$\frac{W_1}{W_2} = 0.5 \sim 0.8.$$

(1) 在平整的坡面上，布置对称于主抛方向的等量对称药室。如山东马陵铁矿在采场内布置 7 个对称药室的定向大爆破（图 1-7-12）。

(2) 有天然凹面（或冲沟）的地形，以凹面为对称轴，各药室的最小抵抗线方向朝对称轴布置，使爆堆集中于凹面。如云浮硫铁矿大爆破的 1-2 至 1-6 号药室和 3-3 至 3-6 号药室（见图 1-7-6）。

7.2.2.4 露天采场边帮附近大爆破药室布置

在采场边帮附近进行大爆破时，药室布置要考虑预留边帮保护层。见图 1-7-13。

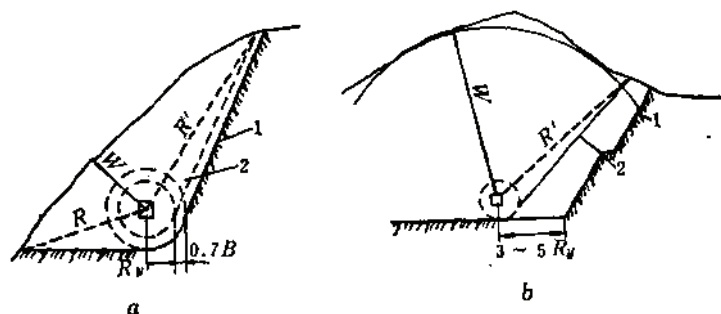


图 1-7-13 边帮保护层示意图

a—路堑边帮预留保护层 b—采场边帮预留保护层
1—采场边帮；2—预留保护层； R —压缩圈半径； B —药室宽度的一半

边坡岩石比较稳固、无不利构造时,保护层厚度(P)按下式确定:

$$P = AW \quad (1-7-3)$$

式中 W ——最小抵抗线, m;

A ——常数, 参照表1-7-1选取。

预留帮坡保护层常数 A 值

表 1-7-1

土岩类别	单位炸药消耗量 K 值 (kg/m ³)	μ 值	各种 n 值 下的 A 值					
			0.75	1.00	1.25	1.50	1.75	2.00
粘土	1.1~1.35	250	0.416	0.474	0.550	0.635	0.725	0.820
坚硬土	1.1~1.4	150	0.362	0.413	0.479	0.549	0.632	0.715
松软岩石	1.25~1.4	50	0.283	0.323	0.375	0.433	0.494	0.558
中等坚硬岩石	1.4~1.6	20	0.235	0.268	0.311	0.360	0.411	0.464
坚 硬 岩 石	1.5	10	0.21	0.24	0.279	0.322	0.368	0.416
	1.6	10	0.215	0.246	0.284	0.328	0.375	0.424
	1.7	10	0.219	0.250	0.290	0.335	0.383	0.433
	1.8	10	0.224	0.255	0.296	0.342	0.390	0.441
	1.9	10	0.227	0.260	0.302	0.348	0.398	0.450
	2.0	10	0.231	0.264	0.306	0.354	0.404	0.457
	2.1	10	0.236	0.269	0.312	0.361	0.412	0.466
	2.2以上	10	0.239	0.273	0.332	0.385	0.448	0.472

边坡岩石不大稳固、有不利构造时,保护层厚度按下式确定:

$$P = R_y + 0.7B \quad (1-7-4)$$

7.3 装药量计算和爆破参数选择

7.3.1 装药量计算

7.3.1.1 松动爆破装药计算

$$\text{集中药室} \quad Q = K'W^3 \quad (1-7-5)$$

$$\text{条形药室} \quad Q = KW^2l \quad (1-7-6)$$

式中 Q ——药室装药量, kg;

W ——抵抗线, m;

l ——条形药室长度, m;

K ——松动爆破药量系数, 对平坦地形松动爆破, $K' = 0.44K$; 对多临空面和陡崖崩塌爆破, $K' = (0.125 \sim 0.4)K$; 对完整岩体的矿山剥离爆破, $K' = (0.41 \sim 0.65)K$ 或参照表1-7-1选取。

7.3.1.2 抛掷爆破和加强松动爆破装药量计算

$$\text{集中药室: } Q = KW^3(0.4 + 0.6n^3) \quad (1-7-7)$$

$$\text{条形药室: } Q = ql \quad (1-7-8)$$

$$q = \frac{KW^2(0.4 + 0.6n^3)}{m} \quad (1-7-9)$$

式中 K ——抛掷爆破单位用药量; kg/m^3 ;

m ——药室密集系数;

n ——爆破作用指数。

7.3.2 爆破参数选择

7.3.2.1 炸药换算系数 e

2[#]岩石炸药: $e=1.0$

铵油炸药: $e=1.05\sim 1.15$

其他炸药: $e = \frac{1}{2} \left(\frac{280}{\alpha} + \frac{10}{\gamma} \right)$

式中 α ——所用炸药的爆力;

γ ——所用炸药的猛度。

7.3.2.2 标准抛掷单位用药量 K

(1) 参照表1-7-2选取;

(2) 参考类似矿山大爆破资料选取, 见表1-7-6。

(3) 根据抛掷爆破漏斗试验确定 K 值, 计算如下:

$$K = 0.4 + \left(\frac{r}{2450} \right)^2 \quad (1-7-10)$$

式中 r ——爆破漏斗半径, 通过试验测量。

综合以上三种方法选取的 K 值, 应结合本爆破工程的岩石性质, 最后确定 K 值。

7.3.2.3 各种地形条件的最小抵抗线计算

计算方法参见本章7.2有关内容。

7.3.2.4 爆破作用指数 n

(1) 斜坡地面单侧抛掷爆破, n 值按表1-7-3选取。

(2) 加强松动爆破, 当要求爆堆高度不大于15m, 大块率不大于10%时, 可参照表1-7-4选取 n 值。

(3) 按抛掷百分率 E 的要求确定 n 值, 或按表1-7-5选取。

$$n = \frac{E}{0.55} + 0.5 \quad (1-7-11)$$

上述各种情况下的 n 值, 亦可参考经验数值选取:

全抛掷爆破 $n=1.75\sim 2.25$

半抛掷爆破 $n=1.25\sim 1.75$

加强松动爆破 $n=0.75\sim 1.00$

7.3.2.5 药室间距 a

$$a = mW_p \quad (1-7-12)$$

式中 a ——同层或上下层药室间距, m;

W_p ——两相邻药室的抵抗线平均值, m;

m ——药室间距系数。

式中的 m 须根据不同地形条件和爆破性质确定:

爆破各种岩石单位炸药消耗量K值表

表 1-7-2

岩石名称	岩 体 特 征	f 值	K (kg/m ³)	
			松动	抛掷
各种土	松软的	<1.0	0.3~0.4	1.0~1.1
	坚实的	1~2	0.4~0.5	1.1~1.2
土夹石	密实的	1~4	0.4~0.6	1.2~1.4
页岩、千枚岩	风化破碎	2~4	0.4~0.5	1.0~1.2
	完整, 风化较散	4~6	0.5~0.6	1.2~1.3
板岩、泥灰岩	泥质, 薄层, 层面张开, 较破碎	3~5	0.4~0.6	1.1~1.3
	较完整, 层面闭合	5~8	0.5~0.7	1.2~1.4
砂 岩	泥质胶结, 中薄层或风化破碎者	4~6	0.4~0.5	1.0~1.2
	钙质胶结, 中厚层, 中细粒结构, 裂隙不甚发育	7~8	0.5~0.6	1.3~1.4
	硅质胶结, 石英质砂岩, 厚层, 裂隙不发育, 未风化	9~14	0.6~0.7	1.4~1.7
砾 岩	胶结较差, 砾石以砂岩或较不坚硬的岩石为主	5~8	0.5~0.6	1.2~1.4
	胶结好, 以较坚硬的岩石组成, 未风化	9~12	0.6~0.7	1.4~1.6
白云岩, 大理岩	节理发育, 较疏松破碎裂隙频率大于4条/m	5~8	0.5~0.6	1.2~1.4
	完整、坚实的	9~12	0.6~0.7	1.5~1.6
石灰岩	中薄层, 或含泥质的, 或鲕状, 竹叶状结构的及裂隙较发育的	6~8	0.5~0.6	1.3~1.4
	厚层, 完整或含硅质, 致密的	9~15	0.6~0.7	1.4~1.7
花 岗 岩	风化严重, 节理裂隙很发育, 多组节理交割, 裂隙频率大于5条/m	4~6	0.4~0.6	1.1~1.3
	风化较轻, 节理不甚发育或未被风化的伟晶粗晶结构的细晶均质结构, 未风化, 完整致密岩体	7~12	0.6~0.7	1.3~1.6
		12~20	0.7~0.8	1.6~1.8
流纹岩、粗面岩、蛇纹岩	较破碎的	6~8	0.5~0.7	1.2~1.4
	完整的	9~12	0.7~0.8	1.5~1.7
片麻岩	片理或节理发育的	5~8	0.5~0.7	1.2~1.4
	完整坚硬的	9~14	0.7~0.8	1.5~1.7
正长岩、闪长岩	较风化, 整体性较差的	8~12	0.5~0.7	1.3~1.5
	未风化完整致密的	12~18	0.7~0.8	1.6~1.8
石英岩	风化破碎, 裂隙频率>5条/m	5~7	0.5~0.6	1.1~1.3
	中等坚硬、较完整的	8~14	0.6~0.7	1.4~1.6
	很坚硬、完整致密的	14~20	0.7~0.8	1.7~2.0
安山岩、玄武岩	受节理裂隙切割的	7~12	0.6~0.7	1.3~1.5
	完整坚硬致密的	12~20	0.7~0.9	1.6~2.0
辉长岩、辉绿岩、橄辉岩	受节理裂隙切割的	8~14	0.6~0.7	1.4~1.7
	很完整很坚硬致密的	14~25	0.8~0.9	1.8~2.1

注: 本表K值为国产2°岩石炸药。

- (1) 松动爆破和加强松动爆破时, $m = 0.8 \sim 1.2$;
- (2) 平缓地形抛掷爆破时, $m = 0.5(1 + n_p)$;
- (3) 斜坡抛掷爆破, 同层药室时, $0.5(1 + n_p) \leq m \leq n_p$;

斜坡抛掷爆破的 n 值

表 1-7-3

地形坡度	n	备 注
20°~30°	1.5~1.75	
30°~45°	1.25~1.5	
45°~70°	1.0~1.25	最大 1.5

加强松动爆破 n 值

表 1-7-4

最小抵抗线 (m)	n 值
20.0~22.5	0.70
22.5~25.0	0.75
25.0~27.5	0.80
27.5~30.0	0.85
30.0~32.5	0.90
32.5~35.0	0.95
35.0~37.5	1.00

我国露天矿大爆破实际爆破作用指数 n 值表

表 1-7-5

工程编号	地形坡度 (°)	爆 破 类 型	药包布置方式	抛掷率 (%)	爆破作用指数 n 值
1	35~40	抛掷爆破	单排单侧	73.5	1.2
2	30~45	抛掷爆破	单排多层单侧	75.5	1.2
3	35~45	抛掷爆破	单排单侧及单层双排	76.8	1.1~1.5
4	25~40	抛掷爆破	单层双排单侧	47.3	1.05
5	30~45	抛掷爆破	单排双层单侧	51.2	1.1
6	45~60	加强松动爆破	单排双侧	49.6	0.95
7	35~45	标准抛掷爆破	单排双侧	61.7	1.0
8	30~45	标准抛掷爆破	单排双侧	58.0	1.0
9	30~45	抛掷爆破	单排双侧	73.0	1.3
10	40~45	抛掷爆破	单排双侧	87.1	1.6
11	37~45	一侧加强松动	单排双侧	32.5	0.8~0.9
		一侧松动			0.6
12	45~47	一侧抛掷	单排双侧	58.5	1.25
		一侧松动			0.71~0.75
13	40~45	一侧抛掷	上层双排单侧	63.3	1.5~1.6
		一侧松动	下层单排单侧		0.6~0.75

(4) 斜坡抛掷爆破, 上下层药室时, $n_p \leq m \leq \sqrt{1 + n_p^2}$ 。其中的 n_p 为两相邻药室 n 的平均值。

我国部分矿山大爆破实际资料见表 1-7-6。

表 1-7-6

我国大爆破参数实例

矿山名称	地形地质条件	岩石类型	岩石硬度 系数(f)	爆破类型	爆破参数				爆破效果	大块率
					K	K'	n	m		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
德兴南山 家门山爆破区	地形较陡, 一般为 35°~45°, 高差59m	千枚岩, 花岗岩, 闪长岩, 闪长岩	5~7	双侧加强松 动爆破	0.8~1.2	0.8	1	0.95~1.15	爆破效果较好	约 5%
德兴水龙 山爆破区	地形较陡, 一般 为45°以上	花岗岩闪长岩, 蚀变千枚岩, 节理 发育	6~8	南侧加强松 北侧松动爆破	0.8~1.2	0.85~ 0.8	1	0.95~1.13	爆破达到预期目的	超过1m ³ 大块约3%
铜山口铜矿	金珠顶东坡40°~50°, 西 坡10°~30°, 牛鼻峰南坡 30°~50°, 北坡10°~30°, 节理较发育, 风化较深	大理岩, 白云 岩, 砂卡岩, 花岗闪 长岩, 绿帘角闪 岩, 1~3m	8~12	双侧加强松 动爆破	1~1.45		1	1.1~1.2	辅助药室少了, 药量小 边靠出岩坎, 总的爆破效 果较好。	约 10%
永平铜矿 火塘岗爆破区 天塔山爆破区	南坡30°~35° 北坡20°~30° 东坡35°西坡45°裂隙发 育	混合岩 混合岩	南6~8 北3~4 8~8	加强松动与 松动爆破	1~1.2 —	— 0.5~ 0.55	0.75~1 —	1~1.2 1.1~1.2	爆破效果良好	约 5%
莱源铁矿	地形较陡, 30°~45°, 高差40m, 基岩出露地表	大理石化白云岩	8~12	抛掷爆破	1.7		1.3	1.5~1.7	爆破效果良好	约 5%
白银厂1~ 2采场	地形较陡, 坡度30°~ 45°	英安凝灰岩	6~8	抛掷与加强 松动爆破	1.75	0.7	抛掷1.25~ ~2, 加强松 动0.7~1.0	1~1.2	爆破达到目的, 但n, K偏大, 边坡受破坏, 局 部过粉碎	约 7.5%
伊力铁矿	东侧42°~45°, 西侧35° ~38° (东西侧均为大沟)	绢云母, 千枚岩	4~8	双侧抛掷爆 破	1.4		主n1.5 辅n1.1~ 1.2		爆破效果良好, 抛掷率达 70%以上, 但药量偏大形 成岩石过粉碎。	约 2%
西河石灰石 矿	地形复杂, 石灰石出露 地表风化厉害, 上盘坡度 30°~50°, 下盘坡度60°~ 90°, 有卡斯特溶洞, 节理 裂隙发育	石灰石	3~12	松动与加强 松动爆破	1.7	0.85	主n1.25~ ~2, 加强松 动0.7~1.0	m±1~1.1 n±0.7~1.05	爆破达到预期效果, 在 一个大的药室处因 $\frac{W}{H} = 0.59$, 产生崩塌, 其它地 方块度均匀	大于1m ³ 大块占 5~ 10%

续表

矿山名称	地形地质条件	岩石类型	岩石硬度 系数(f)	爆破类型	爆破参数				爆破效果	大块率
					K	K'	n	m		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
土城子石 灰石矿西三 爆区	东坡21°~25°, 西坡10°~15°, 高差30m, 断层裂隙较多, 卡斯特溶洞多, 节理发育	白云岩和石灰岩	8~10	加强松动爆破	0.75~1.05	0.7~1.1	1.0	$m_{\Sigma}=1$	达到阶段目的, 但药量偏小, 爆区有的地方没破碎, 大块较大	大块率占30%左右, m 值偏大药量偏小
土城子石 灰石矿西一、西二爆区	爆区包括西一、西二两山头, 地形坡度21°~25°爆区有卡斯特溶洞, 裂隙发育, 卡斯特溶洞占4.7%	石灰岩白云质灰岩	6~8	加强松动爆破	0.6~0.9		1.0	0.95~1.1 1~1.2	爆破效果达到要求, 但 $W \leq 15m$ 时, K 偏小, 当 $W > 20m$ K 偏大	大块占15~20%
朱家包包 狮子山	平台地形, 坡度17°~30°爆区有断层通过, 节理发育, 地表风化达25~30m	流层状辉绿岩	11~16	上层减弱抛掷、下层松动	上层1.2 下层0.9	上层1.1~1.2 下层0.9~1.1				上层粉碎无大块
齐大山铁矿南区阶段 爆破	阶梯状地形, 西山坡30°地表有少量矿岩堆积	条带状、磁铁矿石英岩	14~16	第一、二排松动, 第三排加强松动	2	0.75	1.0		大爆破达到阶段要求	
良山铁矿	地形较陡, 西南坡40°~45°东北坡25°~40°, 高差32m, 节理裂隙发育	绿帘石英片岩、云母石英片岩、黑云母石英片岩	6~8	双向下向地抛掷	1.4~1.5		1.5	m_{Σ} 1.05~1.12 $m_{\text{断面}}$ 0.95~1.39	m 值大了, 使药量增加, 出现了超爆现象	大块很少
金川铁矿	一爆区地形坡度16°~40°, 高差33~43m, 小断层节理发育。二爆区地形坡度20°~50°, 高差23~33m, 地表切割严重	大理岩, 花岗片麻岩、斜长角闪岩	6~8 3~10	加强松动爆破	1.5	0.5~0.6, 0.6~1.0		一爆区 1.1~1.2 二爆区 1.2~1.3	爆破效果良好	大块率约5%
新桥铜矿西爆区	地形坡度24~35°层理发育, 遇水下滑	石英砂岩中间含泥质页岩	6~8	抛掷爆破	1.4		1.4	1.0~1.1	m 、 K 值较大, 爆破超出预计范围, 边坡受到破坏	5%以下

7.4 爆破土岩方量计算

7.4.1 爆破漏斗计算

7.4.1.1 压缩圈半径

$$R_c = 0.062 \sqrt[3]{\frac{Q\mu}{\Delta}} \quad (1-7-13)$$

式中 R_c ——压缩半径，即药包向下作用深度，m；

Q ——药室装药量，kg；

Δ ——炸药密度；

μ ——压缩系数，参照表1-7-7选取。

 μ 值

表 1-7-7

土岩类别	岩石硬度系数 (f)	K 值 (kg/m^3)	μ 值
粘土	0.5	1.1~1.35	250
坚·硬土	0.6	1.1~1.4	150
松软岩石	0.8~2.0	1.25~1.4	50
中等坚硬岩石	3~5	1.4~1.6	20
坚硬岩石	>6	1.5~2.2	10

7.4.1.2 爆破漏斗抛掷作用半径

1. 下破裂半径 R

斜坡地形: $R = W\sqrt{1+n^2} \quad (1-7-14)$

山头双侧作用药室: $R = W\sqrt{1+\frac{n^2}{2}} \quad (1-7-15)$

2. 上破裂半径 R'

斜坡地形: $R' = W\sqrt{1+\beta n^2} \quad (1-7-16)$

斜坡坡度变化较大时:

$$R' = \frac{W}{2} \left(\sqrt{1+n^2} + \sqrt{1+\beta n^2} \right) \quad (1-7-17)$$

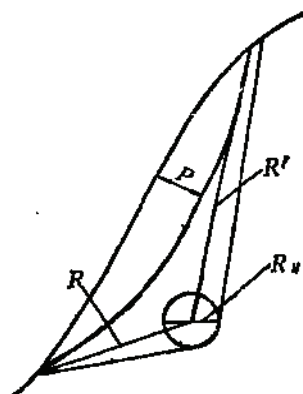


图 1-7-14 爆破漏斗示意图

式中 W ——抵抗线，m；

n ——爆破作用指数；

β ——爆破漏斗上向崩塌系数，可参照表1-7-8选取，或按式(1-7-18)，式(1-7-19)计算。

β 值因岩石的坚硬程度不同，而有如下计算式。

对坚硬岩石: $\beta = 1 + 0.016 \left(\frac{\alpha}{10} \right)^2 \quad (1-7-18)$

对土、软岩、次硬岩:

β 值		表 7-7-8
地 面 坡 度	β 值	
	土质、软石次坚石	坚 硬 岩 石
20°~30°	2.0~3.0	1.5~2.0
30°~50°	4.0~6.0	2.0~3.0
50°~65°	6.0~7.0	3.0~4.0

$$\beta = 1 + 0.04 \left(\frac{\alpha}{10} \right)^3 \quad (1-7-19)$$

式中 α ——原地形坡度。

当岩层有顺坡节理时，按顺坡节理修正上破裂半径，使上破裂角与节理倾角一致。

7.4.1.3 可见漏斗深度 P

爆破的土石方被抛掷出去后形成新地面线。新地面线和原地面线之间的最大距离，称可见漏斗深度。一般按表1-7-9确定。

7.4.2 爆堆计算

7.4.2.1 阶梯状地形爆破

参照图1-7-15，根据不同类型爆破计算。

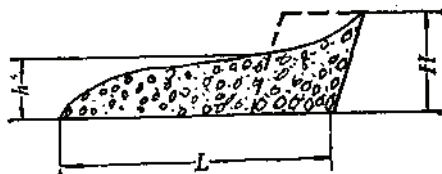


图 1-7-15 阶梯状地形爆破示意图

1. 松动爆破

爆堆宽度 L

$$f = 12 \sim 20; L = (2.5 \sim 2.8) H \quad (\text{m})$$

$$f = 6 \sim 12; L = (2.0 \sim 2.5) H \quad (\text{m})$$

$$f < 6; L = (1.5 \sim 2.0) H \quad (\text{m})$$

$$\text{爆堆高度} \quad h = (0.7 \sim 0.75) H \quad (\text{m})$$

2. 加强松动和抛掷爆破

$$L = (3 \sim 4) n W \quad (1-7-20)$$

$$h = (0.6 \sim 0.75) \frac{H}{n} \quad (1-7-21)$$

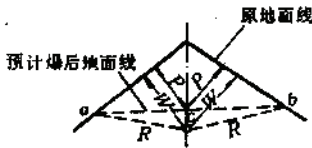
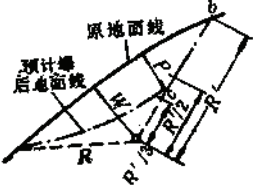
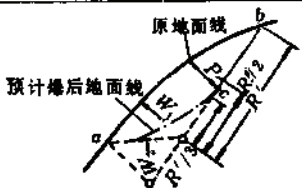
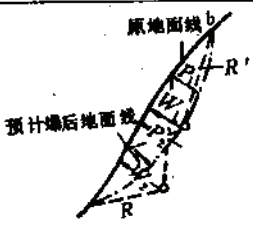
7.4.2.2 双侧斜坡地形（山包）抛掷爆破

1. 爆堆参数计算

1) 药包中心处的堆高 h (m)

可见漏斗深度计算表

表 1-7-9

爆破条件	图 示	计 算 公 式
水平地面		$P = 0.33W(2n-1)$
斜坡地面 多面临空		$P = (0.6n + 0.2)W$, 由垂直地面量取等于计算的 P , 得一点 c , 将 c 与漏斗和地面交点 (a 、 b) 联接, 折线 a 、 b 、 c 即为预计爆破后地面线
斜坡地面 单层药室		$P = (0.32n + 0.28)W$, 在上破裂线上, 即 $R'/3$ 与 $R'/2$ 之间找一点 c , c 与地形的垂直距离等于 P , 联接 a 、 c 、 b 即为预计爆破后地面线
斜坡地面 多层药室 延发爆破 上层先爆		$P = 0.2(4n-1)W$, P 值按上层药室确定 (确定方法同上)
斜坡地面 多层药室 齐发爆破		$P = (0.32n + 0.28)W$, P_1 和 P_2 位置的确定方法同斜坡地面单层药室, 分别确定

$$h = K_k \frac{W}{n} \quad (1-7-22)$$

2) 爆堆最高点的堆高 H (m)

$$H = K_H \frac{W}{n} \quad (1-7-23)$$

3) 药包中心至爆堆最高点的水平距离 l (m)

$$l = K_l n W \quad (1-7-24)$$

4) 药包中心至爆堆边缘的水平距离 L (m),

$$L = K_L n W \quad (1-7-25)$$

式中 n ——爆破作用指数;

W ——最小抵抗线;

K_A 、 K_B 、 K_C 、 K_L ——经验系数, 根据具体情况选取, 见图1-7-16至图1-7-19和表1-8-10至表1-7-13。

2. 爆堆分布形状

1) 单层药包双侧爆破

爆堆分布的形状如图1-7-16所示, 经验系数见表1-7-10。

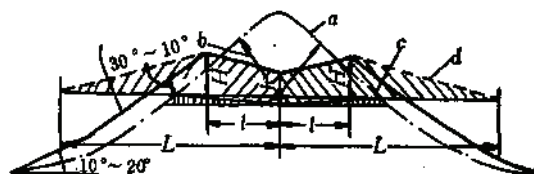


图 1-7-16 单药室双侧爆破爆堆分布剖面图

a—原地形线; b—最小抵抗线; c—岩坎; d—双侧水平爆破爆堆线; l—斜坡地形爆堆线

单药室双侧爆破经验系数表

表 1-7-10

n	0.8	0.9	1.0	1.1	1.2	1.3	1.4	1.5
K_A	0.35	0.62	0.29	0.26	0.23	0.20	0.17	0.14
K_B	0.62	0.57	0.52	0.47	0.42	0.37	0.32	0.27
K_C	1.0~1.2							
K_L	3~4				4~5			

注: 1. K_L 值在陡坡地形(45°~55°)时, 药室间距小于计算间距时, 取大值; 反之, 取小值。

2. 本表摘自《露天大爆破》。

2) 双侧缓坡地形多排药包加强松动爆破

爆堆分布的形状如图1-7-17所示, 经验系数见表1-7-11。

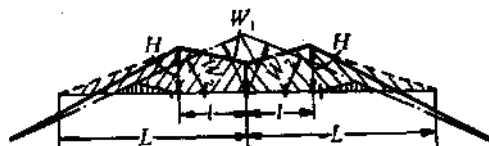


图 1-7-17 双侧缓坡地形多排药室加强松动爆破爆堆分布剖面图

3) 单药室一侧抛掷、一侧松动爆破

爆堆分布情况如图1-7-18所示, 经验系数见表1-7-12。

4) 双侧斜坡地形(30°~50°)并列药室爆破

爆堆分布形状如图1-7-19, 经验系数见表1-7-13。

双侧缓坡地形多排药室加强松动爆破经验系数表

表 1-7-11

n	0.75	0.80	0.85	0.90	1.00
K_A	0.38	0.36	0.34	0.32	0.28
K_B	0.64	0.62	0.60	0.58	0.54
K_I	1.7~2.0				
K_L	3~4				

注：本表摘自《露天大爆破》。

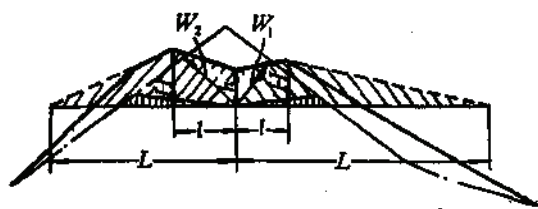


图 1-7-18 一侧抛掷一侧松动爆堆分布剖面图

 W_1 —抛掷侧最小抵抗线； W_2 —松动侧最小抵抗线

单药室一侧抛掷、一侧松动爆破经验系数表

表 1-7-12

n	0.7	0.8	0.9	1.0	1.1	1.2	1.3	1.4	1.5
K_A				0.4	0.57	0.74	0.91	1.08	1.25
K_B	0.67	0.62	0.57	0.52	0.47	0.42	0.37	0.32	0.27
K_I	1.0~1.2								
K_L	3~4				4~5				

注：本表摘自《露天大爆破》。

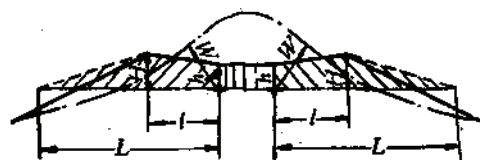


图 1-7-19 双侧斜坡地形并列药室爆堆分布剖面图

双侧斜坡地形并列药室经验系数表

表 1-7-13

n	0.7	0.8	0.9	1.0	1.1	1.2	1.3	1.4	1.5
K_A	0.38	0.35	0.32	0.29	0.26	0.23	0.20	0.17	0.14
K_B	0.58	0.53	0.50	0.47	0.44	0.41	0.38	0.35	0.32
K_I	1.0~1.2								
K_L	3~4				4~5				

注：本表摘自《露天大爆破》。

7.4.2.3 单侧斜坡地形抛掷爆破

参照图1-7-20及如下各式进行计算。

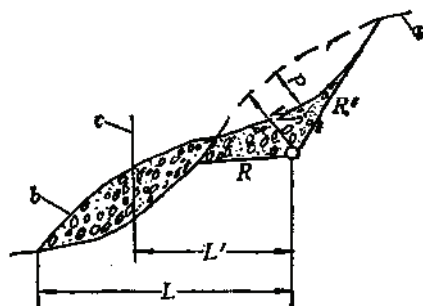


图 1-7-20 斜坡地形爆堆示意图

a—原地面线；b—爆后地面线；c—堆积体中心

$$\text{爆堆最大宽度} \quad L = K_1 W (1 + \sin 2\theta)^{3/2} / \sqrt{K f(n)} \quad (1-7-26)$$

爆堆重心至药室中心距离：

$$L' = K_2 W (1 + \sin 2\theta)^{3/2} / \sqrt{K f(n)} \quad (1-7-27)$$

式中 K ——标准抛掷爆破单位用药量， kg/m^3 ；

θ ——抛射角（最小抵抗线与水平线夹角），当 $\theta \leq 15^\circ$ 时， $(1 + \sin 2\theta)$ 取为1.5；

$f(n)$ ——爆破作用系数函数， $f(n) = 0.4 + 0.6n^3$ ；

K_1, K_2 ——抛掷系数，按表1-7-14选取。

K_1, K_2 值表（用国产二号岩石硝酸炸药）

表 1-7-14

岩石类别		以原地面为临空面		由辅助药室开创临空面	
		K_1	K_2	K_1	K_2
松软岩石	$K < 1.3$	3.1	1.9	3.0	1.8
次坚硬岩石	$K = 1.4 \sim 1.5$	3.4	2.1	3.2	2.0
	$K = 1.6 \sim 1.6$	3.7	2.3	3.4	2.2
坚硬岩石	$K > 1.6$	4.0	2.5	3.6	2.3

7.4.3 爆破土石方量计算

7.4.3.1 剖面面积计算

用求积仪求出（或计算）爆破漏斗面积 S_1 和残存在漏斗内的爆岩面积 S'_2 。则残存爆岩的实方面积为：

$$S_2 = \frac{S'_2}{\eta'} \quad (1-7-28)$$

抛出的实方面积：

$$S_3 = S_1 - S_2 \quad (1-7-29)$$

抛出的松方面积：

$$S'_s = \eta' S_s \quad (1-7-30)$$

式中 η' ——面积松散系数, $\eta' = 2/\eta^2$
 η ——表土松散系数, 按表1-7-15选取。

 η 值

表 1-7-15

岩石名称	η	岩石名称	η
各种土	1.1~1.3	中等坚硬岩石	1.4~1.6
软泥灰岩	1.33~1.37	坚固及非常坚固的岩石	1.45~1.6
粘土质页岩及其他软岩	1.35~1.45		

7.4.3.2 土岩方量计算

用平行剖面法计算。

爆破实方:

$$V_1 = \sum_{i=1}^n \frac{1}{3} (S_i + S_{i+1} + \sqrt{S_i S_{i+1}}) \quad (1-7-31)$$

爆破松方:

$$V'_1 = \eta V_1 \quad (1-7-32)$$

残存爆岩松方

$$V'_2 = \sum_{i=1}^n \frac{1}{3} (S'_i + S'_{i+1} + \sqrt{S'_i S'_{i+1}}) l_i \quad (1-7-33)$$

抛出松方:

$$V'_3 = V'_1 - V'_2 \quad (1-7-34)$$

抛出百分率:

$$E = \frac{V'_3}{V'_1} \quad (1-7-35)$$

式中 S_i ——第 i 剖面的实方面积, m^2 ;
 S'_i ——第 i 剖面的松方面积, m^2 ;
 l_i ——第 i 剖面至 $i+1$ 剖面的距离, m ;
 n ——爆破区内计算的剖面数。

7.5 药室和起爆网路设计

7.5.1 巷道布置

7.5.1.1 巷道布置原则

(1) 大爆破一般采用平硐和药室连接, 只有在平地或很缓的山坡进行爆破工程, 药室埋深不大于15m, 且无地下水时, 才考虑通过小竖井开挖装药药室。

(2) 平硐和药室之间, 小竖井和药室之间都要有横巷相连。横巷的方向与主硐垂直, 长度不大于5m, 以保证堵塞效果。

(3) 主平硐不宜过长,当主平硐超过50m时,应考虑通风措施。各主要平硐负担的装药、堵塞工程量尽量平衡。

(4) 在增加工程量不大的前提下,可以考虑把相邻平硐的端部打通,以便于开挖横巷、药室并在装药、堵塞时通风。

(5) 平硐一般要设计0.5~1%的坡度,以便于出碴和排水。

(6) 施工平硐开口的位置选择,要全面考虑施工道路、明挖量、硐挖量、回填取土岩位置等条件,使开挖工程总造价低,施工方便,硐口不正对重要建筑物和重要设施。

7.5.1.2 巷道断面

巷道断面根据装药量大小和施工方法等因素确定。机械装岩时,断面大小要满足装岩机作业最低要求;人工装岩时,巷道高度要达到人员直立行走的要求。横巷断面可略小于主平硐。

巷道断面可设计为方形或拱形。断面尺寸可参照表1-7-16。

巷道断面尺寸参考值

表 1-7-16

施 工 条 件	平硐断面 高×宽 m ²	横硐断面 高×宽 m ²	小 井 断 面 m ²
药室装药量大机械装岩堵塞短	2.4×2.0	2.4×1.8	
巷道掘进用人工装岩,装药量大堵塞短	1.8×1.6	1.5×1.2	1.2×1.0 (圆井直径D=1~1.2m)
巷道掘进施工力量差,装药量少	1.5×1.2	1.3×1.0	1.2×1.0 (圆井直径D=1~1.2m)

7.5.2 药 室 设 计

7.5.2.1 集中药包药室

药室最长边与装药半径之比小于6时称为集中药包(球形药包)。

1. 药室形状

(1) 方形药室:高2~4m,长宽相等,尺寸按装药量要求设计。一般装药量小于50 t。

(2) 长方形药室:高2~4m,跨度2~4m,长度按装药量要求设计。

(3) “十”字形药室:是方形药室的变种,多用于大型药室,将方形变成“十”字形可减小跨度,改善药室稳定条件。

(4) “Γ”形和“T”形药室:是长方形药室的变种,在工程中也较为多见。

2. 药室容量

$$V_r = K_r \frac{Q}{\Delta} \quad (1-7-36)$$

式中 V_r ——药室开挖体积, m³;

Q ——装药量, t;

Δ ——装药密度, t/m³。一般袋装硝酸铵炸药 $\Delta=0.8$,袋间装散药 $\Delta=0.85$,散装药 $\Delta=0.9$ 。

K_r ——药室扩大系数,见表1-7-17。

K_0 值

表 1-7-17

药室支撑方式	装入炸药形态	K_0	备 注
不支护	散装炸药	1.1~1.2	(1) 散药污染空气, 一般不宜采用 (2) 厂家包装药用木箱则宜拆除木箱后使用
不支护	厂家包装炸药	1.3	
喷锚支护	散装炸药	1.3	
喷锚支护	厂家包装药	1.5	
框架支护	散装炸药	1.45	
框架支护	厂家包装炸药	1.8	

7.5.2.2 条形药室

条形药室(即平硐药室), 其特点是爆炸能量分布均匀, 减少抛掷力。根据地形, 条形药室可设计成直线形或折线形。药室断面与平硐断面或横巷断面相同。

条形药室多采用不耦合装药, 不耦合比一般为 2~10。

7.5.3 装药和堵塞

7.5.3.1 装药

1. 装药结构

集中药室装药是将起爆体放在正中, 其周围装 2[#] 岩石炸药, 外面装铵油炸药。小型药室一般只装一个起爆体, 大型药室除放正起爆体外, 尚在药室周近放几个副起爆体或导爆结。以增加药室的起爆能。主、副起爆体用导爆索联接。

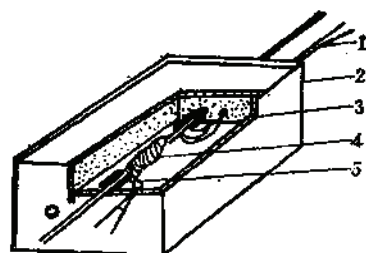


图 1-7-21 起爆体结构示意图

1—雷管脚线; 2—木箱; 3—炸药;
4—导爆索; 5—雷管

起爆体由雷管、导爆索和优质 2[#] 岩石炸药组成。三者装在木箱内, 以保持装药密度, 防止雷管意外爆炸。为了搬运方便, 起爆体装药量一般不超过 30kg (图 1-7-21)。

条形药室除了置于装药中心的起爆体外, 还要在条形装药的两端及沿着装药长度设置几个副起爆体。沿装药长度敷设几根导爆索, 导爆索与起爆体和副起爆体相连接。副起爆体中没有雷管, 由导爆索引爆, 用以加强条形药包的起爆能力, 防止爆炸不完全。

2. 装药方法

装药之前应对药室进行全面检查, 消除残炮、排除塌方危险。

小型爆破工程可用人工传递装药。装药工效可按 500kg/工日考虑 (包括由堆放场地至硐口的背运)。一般爆破工程可用手推车运药, 运装工效按 1000kg/工日考虑。

装药过程应经常进行线路导通工作。

7.5.3.2 堵塞

1. 堵塞长度

靠近平硐口的小药室, 堵塞长度一般大于最小抵抗线, 并要特别注意封口严密。

远离平硐口的药室, 一般只堵塞横硐, 堵塞长度为横硐断面长边的 3~5 倍。

条形药室堵塞长度要大于最小抵抗线。

定向爆破工程, 堵塞长度应适当加长。

当需要严格控制飞石危害时, 应适当增加堵塞长度。

平峒口部分一般应堵塞 5 m 左右。

堵塞长度参见表 1-7-18。

部分硐室爆破工程堵塞长度

表 1-7-18

工程名称	堵塞长度占巷道长的比例 (%)	堵塞长与最小抵抗线关系	横巷堵塞长度与横巷边长 B 之比	主硐口堵塞长度 (m)
朱家包包矿大爆破	30	$(0.3 \sim 1.2)W$	大于 $3B$	8~10
白银厂铜矿大爆破	46.4	$(0.5 \sim 0.6)W$	$(3 \sim 5)B$	10
德兴铜矿水龙山大爆破	13.9	$(0.12 \sim 0.45)W$	$(6.4 \sim 8)B$	
金川铜矿大爆破	6.3	$(0.5 \sim 0.6)W$	$(3 \sim 5)B$	7~10
西沟石灰石矿爆破	48.5		$(3 \sim 5)B$	7~10
良山铁矿大爆破	27.2	$(0.25 \sim 0.62)W$	$(6.4 \sim 8)B$	
冶山铁矿大爆破	42.8	$(0.36 \sim 0.54)W$	全堵	

2. 堵塞方法

先垒墙封闭药室 (可用垒石、石笼、木板、粘土等), 然后隔段打墙, 墙之间用石碴或第四纪坡积物充实。

堵塞过程中要注意保护起爆网路。保护方法可用线槽、毛竹或草袋包扎。

药室中装药后有部分剩余空间时, 可不堵塞。

7.5.4 起爆网路设计

7.5.4.1 起爆网路种类

大爆破工程起爆网路有电爆网路, 导爆索网路, 导爆管网路三种基本形式。实际工作中又有由两种或三种基本形式组成的混合网路。基本网路的优缺点见表 1-7-19。

三种基本起爆网路优缺点

表 1-7-19

名称	优点	缺点
电爆网路	1. 可以随时检查, 有问题能及时处理 2. 机动灵活, 可以适应各种规模的爆破 3. 可以准确地控制起爆时间	1. 对静电、杂散电流, 雷电、雷电都要严格控制 2. 网路施工较复杂
网路导爆索	1. 设计施工简便 2. 各种杂电均不会引起早爆事故 (落地雷除外)	不能用仪表监测
网路导爆管	1. 各种杂电均不会引起早爆事故 (落地雷除外) 2. 设计简单, 价格便宜	1. 不能用仪表监测 2. 在硐室爆破中使用很少, 经验不足

7.5.4.2 起爆网路选择

大爆破网路至少采用两套独立系统, 即:

- (1) 一般情况下采用两套电爆网路, 或一套电爆网路和一套导爆索网路。
- (2) 多雷雨地区可采用两套导爆索网路。但因导爆索网路在联接过程中无法检查,

很少采用。

(3) 爆破规模较大的工程可采用三套网路。

7.5.4.3 电爆网路

1. 电源

大爆破的电源可用照明或工业用变压器, 移动式发电机、各种类型的电力起爆器等。可采用交流电或直流电。

按全国统一爆破规程的要求, 当使用交流电源起爆时, 每发电雷管通过的电流应不小于5安培, 且各个雷管基本相等; 使用直流电源起爆时, 要求雷管电流不小于2.5安培。

2. 导线

电爆网路常用的导线规格, 见表1-7-20至表1-7-22。

BX (铜芯橡胶线) 规格表

表 1-7-20

序 号	线芯标称截面 (mm ²)	单线根数 (根)	单线直径 (mm)	电线最大外径 (mm)	导线电阻 (Ω/km)	参考重量 (kg/km)
1	0.75	1	0.97	4.2	23.3	22
2	1.0	1	1.13	4.4	17.5	26
3	1.6	1	1.37	4.6	11.7	32
4	2.5	1	1.76	5.0	7.0	43
5	4.0	1	2.24	5.5	4.4	58
6	6.0	1	2.73	6.2	2.92	80
7	10	7	1.33	7.8	1.75	135
8	16	7	1.68	8.8	1.09	167
9	25	7	2.11	10.6	0.7	302
10	35	7	2.49	11.8	0.5	402
11	50	19	1.81	13.8	0.35	562
12	70	19	2.14	16.0	0.25	759
13	150	37	2.24	22.0	0.12	1561
14	185	37	2.49	24.2	0.095	1921

BV (铜芯塑料线) 规格表

表 1-7-21

序 号	标称截面 (mm ²)	线芯单线根数 (根)	单线直径 (mm)	绝缘厚度 (mm)	导线电阻 (Ω/km)
1	0.8	1	1.0	0.7	21.9
2	1.0	1	1.13	0.7	17.5
3	1.5	1	1.37	0.7	11.7
4	2.5	1	1.76	0.8	7.0
5	4.0	1	2.24	0.8	4.4
6	6.0	1	2.73	0.9	2.92
7	10	7	1.33	1.0	1.75
8	16	7	1.70	1.0	1.09
9	25	7	2.12	1.2	0.7
10	35	7	2.50	1.2	0.5
11	50	19	1.83	1.4	0.35
12	70	19	2.14	1.4	0.25
13	95	19	2.50	1.6	0.19

BLV (铝芯塑料线) 规格表

表 1-7-22

序 号	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
标称截面 (mm ²)	0.6	1	1.5	2.5	4.0	6	10	16	25	35	50	70	95
线芯单线根数(根)	1	1	1	1	1	1	7	7	7	7	19	19	19
单线直径 (mm)	1.0	1.13	1.37	1.76	2.24	2.73	3.33	3.7	4.12	4.5	5.2	5.8	6.3
绝缘厚度 (mm)	0.7	0.7	0.7	0.8	0.8	0.9	1.0	1.0	1.2	1.2	1.4	1.4	1.6
导线电阻 (Ω/km)	35	28	18.6	11.2	7.0	4.7	2.8	1.75	1.12	0.8	0.56	0.4	0.3

3. 电爆网路联接方式

(1) 串联法, 网路较简单, 所需准爆电流较小, 操作简单, 但易产生拒爆。适用于小规模爆破。

(2) 并联法, 网路中各电雷管互不干扰, 起爆较可靠, 缺点是所需总准爆电流大, 准爆电流受到限制。

(3) 混合 (串并) 联法。大爆破普遍采用这种联法。混合联法常用的是并串联或串并联法。

4. 电爆网路计算

电爆网路计算的目的, 是求出全部网路的电阻和各分支上的电阻, 从而检查通过每个电雷管的电流是否达到准爆电流。

计算时, 为了达到齐发和准爆的目的, 需要进行电阻平衡, 即把每一并联组中各分支的电阻, 都调整为相同数值。调整电阻的方法可采用大导线上串联电雷管或改变导线断面。

网路计算时, 电雷管的电阻应采用实测数值。电爆网路的计算公式见表1-7-23。

7.5.4.4 导爆索起爆网路

起爆能源有电雷管, 火雷管, 非电导爆雷管。

导爆索起爆网路一般用双股导爆索, 并尽可能联成环路, 在起爆体中设置导爆索结。

1. 串联网路

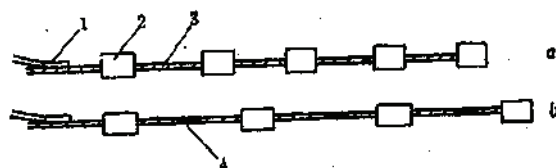


图 1-7-22 导爆索串联网路示意图

a—齐发爆破; b—延期爆破

1—电雷管; 2—起爆体; 3—导爆索; 4—绝缘管

其优点是便于使用顺序起爆延发装置, 缺点是如果一个药包拒爆, 影响后部多个药包均发生拒爆。

2. 簇联

联法简单, 但消耗导爆索多。

3. 并联

电爆网络计算公式

表 1-7-23

网络形式	图 式	计 算 公 式	公式代表符号
串 联		$R = R_1 + R' + n_e r + R_2$ $I = i$ $E = (R_1 + R' + n_e r + R_2) i$	R —网络总电阻, Ω R_1 —主线电阻, Ω R' —电源内电阻, Ω (一般可不计) R_2 —端线、联接线和区域线的电阻, Ω r —单个雷管的电阻, Ω I —网络准爆总电流, A i —单个雷管需要的准爆电流, A n_e —串联网络总雷管数 n_b —并联网络总雷管数 n —每组并联雷管数 m —药室数目 m_x —支路的药室数目 R_{1x} —支路的端线串联线和区域线电阻, Ω N —支路数目 E —电源电压, V
并 联		$R = R_1 + R' + \frac{r}{n_b} + \frac{R_2}{m}$ $I = n_b i$ $E = \left(R_1 + R' + \frac{r}{n_b} + \frac{R_2}{m} \right) n_b i$	
单式并串联		$R = R_1 + R' + \frac{mr}{n} + R_2$ $I = ni$ $E = \left(R_1 + R' + \frac{mr}{n} + R_2 \right) ni$	
复式并串联		$R = R_1 + R' + \frac{1}{2} \left(\frac{mr}{n} + R_2 \right)$ $I = 2ni$ $E = 2 \left[R_1 + R' + \frac{1}{2} \left(\frac{mr}{n} + R_2 \right) \right] ni$	
单式并串并联		$R = R_1 + R' + \frac{1}{N} \left(\frac{m_x r}{n} + R_{1x} \right)$ $I = nNi$ $E = \left[R_1 + R' + \frac{1}{N} \left(\frac{m_x r}{n} + R_{1x} \right) \right] \times nNi$	
复式并串并联		$R = R_1 + R' + \frac{1}{2N} \left(\frac{m_x r}{n} + R_{1x} \right)$ $I = 2nNi$ $E = 2 \left[R_1 + R' + \frac{1}{2N} \left(\frac{m_x r}{n} + R_{1x} \right) \right] \times nNi$	

注：单式并串并联和复式并串并联图，因图面所限，在图上仅画出两个分支，即I和N分支，其余分支未画，图中A表示电源。

优点是联接方便，便于使用延期起爆装置。在工程爆破中使用较广。

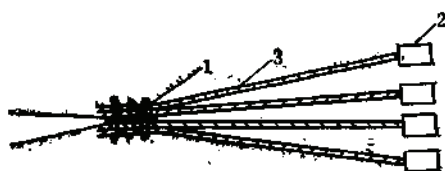


图 1-7-23 导爆索串联网络示意图

1—电雷管，2—导爆索，3—起爆体

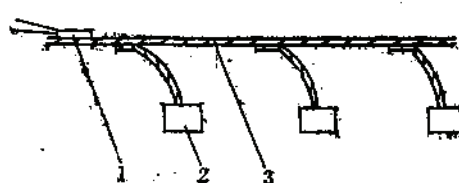


图 1-7-24 导爆索并联网络示意图

1—电雷管，2—起爆体，3—导爆索

4. 混合联 (图1-7-25) :

优点是机动灵活。使用普遍。在深孔爆破中用于实现多段等间隔微差爆破,效果良好。

7.5.4.5 导爆管起爆网路

起爆能源有起爆枪, 火雷管, 电雷管, 导爆索。

联接件有联结块, 联接管, 各式接头。

1. 并联

简单易行, 较为常用。

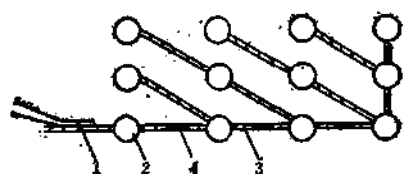


图 1-7-25 导爆索混联网路示意图

1—电雷管; 2—起爆体; 3—导爆索; 4—联接管

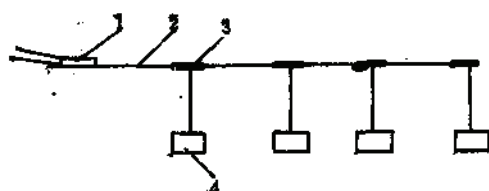


图 1-7-26 导爆管并联网路示意图

1—电雷管; 2—导爆管; 3—联接件; 4—起爆体

2. 簇联

简单易行, 但一发雷管一般不得起爆一束10个以上的非电导爆管。仅适用于小型爆破。

3. 混合联

采用并联和簇联混合联接, 机动灵活, 应用较多。

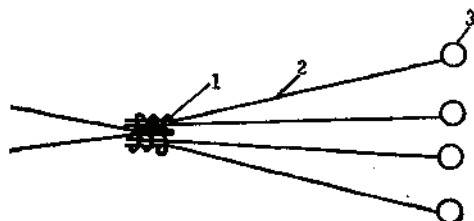


图 1-7-27 导爆管簇联网路示意图

1—电雷管; 2—导爆管; 3—起爆体

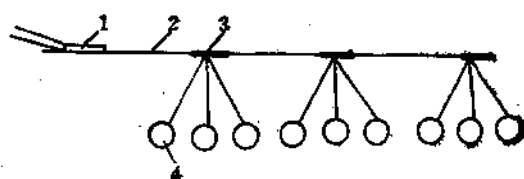


图 1-7-28 导爆管混联网路示意图

1—电雷管; 2—导爆管; 3—联接件; 4—起爆体

应该指出, 导爆管不得在有瓦斯或爆炸粉尘的矿井中使用。在大爆中由于使用导爆管的经验不多, 设计选用时应慎重。

7.6 安全距离计算

7.6.1 大爆破地震波安全距离计算

7.6.1.1 地表建筑物的安全距离

1. 地表建筑物（砖本结构）安全距离

$$R_d = K_d \alpha \sqrt[3]{Q} \quad (1-7-37)$$

式中 R_d ——爆破地震波危害半径, m

α ——爆破性质系数, 按表1-7-24选取;

Q ——装药量, 齐发爆破取总装药量, 微差爆破取最大一段装药量, kg;

K_d ——地基系数, 参照表1-7-25选取。

α 值

表 1-7-24

α 值	≤ 0.5	1	2	> 3
α 值	1.2	1	0.8	0.7

 K_d 值

表 1-7-25

建 筑 物 基 础	K_d 值
坚硬致密岩石	3
坚硬而裂隙发育岩石	5
砾石、碎石基础	7
砂 土	8
粘 土	9
回 填 土	15
含水土壤	20

2. 计算质点振动速度, 根据计算值判断建筑物的安全程度

$$v = K \left(\frac{Q^{\frac{1}{3}}}{R} \right)^{\alpha} \quad (1-7-38)$$

式中 v ——质点振动速度, cm/s;

R ——质点到爆破中心距离, m;

Q ——装药量, kg, (同式1-7-36的 Q);

K, α ——与地形地质条件有关的系数和指数, 参考表1-7-26选取, 或由试验确定。

爆区不同岩性的 K, α 值

表 1-7-26

岩 性	K	α
坚 硬 岩 石	50~150	1.3~1.5
中 硬 岩 石	150~250	1.5~1.8
软 岩 石	250~350	1.8~2.0

我国爆破安全规程规定的主质点最大允许速度见表1-7-27。

质点最大允许速度(单位:cm/s)

表 1-7-27

	质点最大允许速度(单位:cm/s)	
1	土窑洞, 土坯房, 毛石房屋	1.0
2	一般砖房, 非抗震大型砌块建筑物	2~3
3	钢筋混凝土框架房屋	5
4	水工隧道	10
5	交通隧道	15
6	矿山巷道:	
	围岩不稳固, 有良好支护	10
	围岩中等稳定有良好支护	20
	围岩稳定无支护	30

群药室爆破, 各药室至建筑物的距离的差值超过平均距离的10%时, 质点振动速度按下式计算:

$$v = K \left(\frac{Q_3}{R_3} \right)^{\frac{1}{3}} \quad (1-7-39)$$

$$Q_3 = \sum_{i=1}^n q_i \left(\frac{R_3}{r_i} \right)^3 \quad (1-7-40)$$

$$R_3 = \frac{\sum_{i=1}^n \sqrt[3]{q_i r_i}}{\sum_{i=1}^n \sqrt[3]{q_i}} \quad (1-7-41)$$

式中 R_3 ——等效距离, m;

Q_3 ——等效装药量, kg;

r_i ——第 i 号药室至建筑物的距离, m;

q_i ——第 i 号药室的装药量, kg。

若爆破区附近的岩石单一, 且已知岩体密度和岩体中声波速度时, 质点振动速度可按下式计算:

$$v = \frac{K}{r C_p} \left(\frac{Q}{R} \right)^{\frac{1}{3}} \left(\frac{Q}{R} \right)^{0.55} \quad (1-7-42)$$

$$K = r C_p^2 \left(1 - \frac{4C_p^2}{3C_p^2} \right) \quad (1-7-43)$$

式中 K ——岩体刚性模量;

r ——岩体密度, g/cm³;

C_p, C_s ——岩体的纵波和横波的波速, m/s;

其余符号意义同前。

各种土岩实际 k, α 值见表1-7-28。

用计算的质点振动速度评价建筑物的安全程度, 是针对具体建筑物而言。由于建筑物地基的土岩性质, 建筑形式、新旧程度, 施工质量等相差较大, 所以对各种建筑物产生破坏的临界振动速度相差也必然较大, 因而在确定建筑物破坏的临界振动速度时, 要认真分析, 慎重对待。下列实际资料可供参考。

(1) 地震波对建筑物的影响程度, 见表1-7-29。

(2) 根据国内部分工程实际观测资料和国外有关资料, 各类建筑物临界振动速度值见表1-7-30。

7.6.1.2 地下巷道的安全距离

1. 单药室爆破

单药室或只考虑距被保护巷道的最近药室时, 可用裂隙延伸距离的倍数来评价巷道的安全程度, 药室至巷道的安全距离按下式计算。

$$R_1 = K_1 W \sqrt{f(n)} \quad (1-7-44)$$

式中 R_1 ——药室至被保护巷道的距离, m;

W ——最小抵抗线, m;

k、α 值 实 例

表 1-7-28

地 质 简 况	k	α
1. 洞室爆破:		
大理岩、花岗闪长斑岩	21.3	0.88
白云岩花岗闪长岩	37	1.44
辉长岩	76	1.39
千枚岩	82.6	1.32
风化花岗闪长岩	158	1.68
戈壁滩	180	1.47
风化层	208	1.81
流层状辉长岩	630	2.8
流层状辉长岩	721	2.55
2. 露天深孔齐发爆破:		
石灰岩抛掷爆破(前方)	130	1.8
石灰岩抛掷爆破(后方)	340	1.8
石英闪长岩	136	1.6
透辉石砂卡岩	279	1.6
混合岩	126	1.67
3. 露天深孔微差爆破:		
石英角闪岩	100	1.61
石英闪长岩	153	1.6
花岗岩、混合岩	374	1.8
混合片麻岩	120	1.43
大理岩(直孔)	273.8	1.6
大理岩(斜孔)	107	1.5
闪长岩(直孔)	20	0.7
闪长岩(斜孔)	50	1.0
f = 12~16 矿石(直孔)	63	1.3
f = 12~16 矿石(斜孔)	130	1.7
几个矿山阶段爆破综合	302	1.8
几个矿山掘沟爆破综合	443	1.74
4. 地下深孔爆破:		
几个矿山综合	47	1.45
5. 水下爆破:		
水下岩塞爆破	189	1.65
水中爆破	94	0.84
水底爆破	117	0.94
水下钻孔爆破	25	0.58

$f(n)$ ——爆破作用指数的函数;

K_1 ——与巷道破坏状态有关的系数,

坚硬稳固围岩 $K_1 \geq 2$;

中等坚硬稳固围岩 $K_1 \geq 3$;

破碎围岩 $K_1 \geq 4$;

K_1 值的实际资料见表1-7-31。

2. 群药室爆破

用等效药量和等效距离来评价巷道的安全程度。安全距离按下式计算:

地震波对建筑物的影响程度

表 1-7-29

ν值 (cm/s)	影 响 程 度
12~14	墙出现裂缝
3~6	质量较好的房屋的允许限
1.5~3	已出现变形的房屋的允许限
0.8~1.5	陈旧房屋的允许限
1.0	居住房屋的允许限
3.0	工业建筑物允许限
1~6.0	粉刷裂缝、抹灰脱落
6~20	墙和其他构件出现裂缝、抹灰脱落
2~3	远离爆区的房屋允许限
1.0	位于爆区附近的房屋允许限
12	构筑物允许限
10.2~12.7	砖石房屋开始破坏
10	地基不良时砌砖房严重破坏
13.2	砌筑在坚岩上的砖房、无明显破坏
7.3	砖砌墙门框破坏
16	中等破坏
22.8	砖房严重破坏

建筑物临界振动速度值

表 1-7-30

建筑物名称	振动速度 (cm/s)	破 坏 现 象	备 注
土窑洞	0.5	无破坏	
固定安装的水银开关	1.5	跳闸	
电视台建筑物	3.5	无损坏	瑞典资料
一般建筑物	5.0	抹灰裂缝	美国矿业局资料
工业建筑物、运输栈桥	10.0	无损坏	苏联资料
单层钢骨架建筑物	20	无损坏	苏联资料
大型砌块房屋	1.2~1.5	无损坏	
砖烟囱	2~5	无损坏	
钢筋混凝土烟囱	5	无损坏	
框架结构、砖砌墙体	7~15	无损坏	
框架结构悬挂或大型板墙	5	无损坏	
塔式井架	10~14	无损坏	
朱家包包大爆破的民房	6~10	轻度开裂	砖房或土坯房
铜川口采矿爆破的民房	1.0	裂缝并变宽	基地为含水福粘土民房
迁安铁矿附近民房	1.21	出现裂缝、倾斜	建在回填土上无梁柱土房
山东铝厂水矿砖房	1.0	个别墙角裂缝	黄土基础
郑州铝厂土窑洞	0.4~1.0	小块松土掉落	无衬砌土窑洞
大冶铁矿砖房	3.5	无损坏	矿山安全判据
金川露天矿公房	3.5	无损坏	同上
官厅水库砖房	4	无损坏	同上
吉山铁矿公房	1.5~3.0	无损坏	同上
青龙山白云矿民房	2.0	无损坏	同上
湘乡白云石矿土坯房	0.4	无损坏	同上
钢筋混凝土涵洞	50	无损坏	200*混凝土
水泵、空压机等设备	100	轴偏斜	
混凝土底座上的预制金属建筑物	150	底座裂缝	

在不同的 K_2 值时, 爆破对巷道破坏的实际资料

表 1-7-31

编号	地质条件	巷道位置	A_1	破坏情况描述
1	花岗片麻岩 节理发育	试验巷道终端, 迎药包一侧	1.76	崩落0.4m ³ , 出现爆破裂隙 绿泥石夹层, 有掉块
		试验巷道拐角	3.1	
2	风化辉长岩	装药坑道在药包侧方	1.0	顶板冒落, 清除后仍可使用 迎头有部分掉块, 少量塌方
		试验巷道, 在药包下侧方	2.0	
3	稳固的白云岩 磁铁矿	2×2.2m ² 巷道, 药包前下方	1.56	仅掉少量小块 夹层中高岭土塌落并出现 4~5cm宽的裂隙 夹层高岭土冒落 大量矿石冒落 有较大冒落 有少量掉块
		3.5×3.5m ² 进路, 药包前 下方	1.84	
		药包前方切槽槽	2.06	
		药包前方切槽槽	0.815	
		采空场, 药包下方 暴露面>800m ²	1.35~1.40 1.55	
4	破碎粉砂岩	试验巷道	0.57	塌方0.3m ³
5		药包下侧	2.78	洞室产生裂隙
6	中等风化石英 斑岩裂隙发育	水平观测洞, 直径2.0m	1.42	沿全长有掉块, 裂隙增加 最大塌方2~2.5m ³ , 最大 塌方0.5m ³ , 裂隙增加
			2.0	
7	片麻花岗岩	药包下方	1.73	洞室塌方较多裂隙张开

$$R_2 = K_2 \sqrt[3]{Q} \quad (1-7-45)$$

式中 Q ——等效装药量, kg;

K_2 ——和巷道破坏状态有关系数。按实际资料选取。

综合实际资料, K_2 取值为:

围岩不稳固的巷道 $K_2 \geq 3$ 无破坏现象

$2 \leq K_2 < 3$ 轻微至中等破坏

围岩稳固的巷道 $K_2 \geq 2$ 无破坏现象

$1.5 \leq K_2 < 2$ 轻微至中等破坏

3. 用质点振动速度评价巷道安全程度

质点振动速度 v 按下式计算:

$$v = K \left(\frac{Q^{1/3}}{R} \right)^a \quad (1-7-46)$$

式中 K, a ——系数和指数, 参照表1-7-32选取;

其余符号同前。

一般巷道的安全标准参考值:

岩石稳固的巷道 $v_1 \geq 40$ cm/s;

岩石中等稳固的巷道 $v_1 \geq 30$ cm/s;

不稳固岩石但有良好支护的巷道 $v_1 \geq 20$ cm/s。

不同垂直振动速度对巷道破坏情况, 见表1-7-33。

4. 用综合系数法评价巷道破坏情况

k, a 值表

表 1-7-32

工程名称	地质条件	实际参数		测量范围	备注
		k	a		
某露天矿加强松动大爆破	变质岩系	48	1.76	$P \geq 0.073$	巷道内
	花岗岩片麻岩大理岩	150	2.0		巷道内
某地下铜矿回采矿柱深孔爆破	铜矿石 $f = 8 \sim 10$ 围岩片麻岩 $f = 12 \sim 14$	180	1.83	$Q = 46t$	微差多段 深孔爆破
某矿井下深孔爆破		155	1.96		同上
南水定向爆破	粉砂岩, 砂岩	240	2.0	$P = 0.117$	巷道内
大安山定向爆破筑堤	辉绿岩	115	2.0	$0.08 < P < 0.52$	巷道内

不同垂直振动速度(v_z)对巷道破坏情况

表 1-7-33

巷道种类	爆前情况	破坏情况	v_z (cm/s)
水平试验巷道	不稳定花岗岩片麻岩, 节理发育	有0.4m ³ 的岩块脱落, 岩石节理张开, 出现裂隙	26.8
水平试验巷道	不稳定花岗岩片麻岩, 节理发育	塌方5.5m ³ 节理张开宽20mm, 有小错动	27.6
水平试验巷道	交叉点绿泥石片岩	有掉块, 节理张开	14.9
穿脉巷道	超基性岩石, 破碎	有局部小片落	13.8
采场平巷	2×2.5m, 在稳固的白云岩中	仅有少量掉块	87.5
水平电耙道	混凝土砌面完整, 两壁有裂隙	两壁原有裂隙扩大并向拱顶延伸	49.8
电耙巷道	围岩良好, 有裂隙	爆后小块松石掉落	22.7
水泵房	局部支护	进口有块石掉落, 迎爆面拱座有较多掉石	16.4
电耙巷道	转角岩柱有碎裂	岩柱有较多掉落	23.6
穿脉口	基岩坚硬, 有闭合裂隙顶部有碎裂	顶产生裂隙有少量碎石掉落	13.5
废石溜井	侧壁裂隙发育	有裂隙张开, 断裂面充填物掉落	11.5
902巷道毛洞		有10多处少量冒顶现象	21.2
一般窑洞	黄土	有掉土现象	0.03
运输巷道导洞	稳固的辉绿岩	边墙和顶板有个别落石, 塌方小于0.5m ³	28.2
(2.5×2.4m)	$f = 14$	有几厘米小块岩石掉落	12.7
	石灰石节理中等发育	导洞与横穿拐角处塌0.3m ³ , 两帮和顶的松石下落, 原有裂隙个别张开	27.3
隧道上导坑		顶板及两帮松动岩块下落	23.4
水平电耙道	石英岩	浮石大面积掉落, 原有裂隙严重扩张	80~88
脉内巷道	石英岩	浮石震落, 原有裂隙有所扩张	32
脉内巷道	石英岩	在岩石不稳固地段, 仅有小块浮石震落稳定地段无变化	5.5~7.3

综合系数法的实质是把巷道按爆破地震的能力用一个综合系数 K 表示。然后按经验公式(1-7-46)计算质点振动速度 v 。根据计算的 K 、 v 值判定巷道受震后的破坏情况。

1) K 的取值

K 值大小取决于岩石强度, 节理发育程度, 覆盖岩体的厚度, 巷道断面大小, 巷道走向与爆源的关系, 衬砌情况等六个条件, 规定:

$$K = \sum_{i=1}^n K_i$$

式中 K_1 ——岩石强度系数：对应特坚石 $K_1=0$ ；坚石 $K_1=1$ ；次坚石 $K_1=2$ ；软岩 $K_1=3$ 。

K_2 ——裂隙发育系数：对偶见裂隙的岩体 $K_2=0$ ；裂隙不发育者（节理距大于1.0m，节理组数1~2组）， $K_2=1$ ；裂隙中等发育（有2~3组节理，节理距大于0.5m）者， $K_2=2$ ；节理裂隙发育（3组以上节理，岩体被切割成小块）者， $K_2=3$ ；在断层影响带， K_2 按上述取值加1，裂隙组合不利时，再加1，裂隙发育时，再加1。

K_3 ——覆盖岩体厚度系数，覆盖厚度大于3倍巷道跨度时， $K_3=0$ ；小于3倍跨度时， $K_3=1$ ；两个方向（上向和侧向）都小于3倍跨度时， $K_3=2$ 。

K_4 ——巷道断面系数：当巷道断面小于10m²时， $K_4=0$ ；当巷道断面大于10m²时， $K_4=1$ 。

K_5 ——巷道走向系数：当巷道走向与地震波传播方向一致时， $K_5=0$ ；垂直时， $K_5=1$ 。

K_6 ——衬砌系数：无衬砌时， $K_6=0$ ；木支护、喷射混凝土支护或仅用锚杆加固时， $K_6=-1$ ；混凝土支护或钢筋网喷锚支护， $K_6=-2$ ；钢筋混凝土支护， $K_6=-3$ 。

2) 把巷道的破坏状况

按修复条件分成5个等级。

I级（毁灭）：围岩大体积破坏或抛掷，使巷道不复存在。

II级（严重破坏）：严重塌方，但从塌方空隙尚可通行，无修复价值。

III级（破坏）：拱和壁均有塌方、开裂，但尚有修复价值（修复、加固费用低于重建）。

IV级（轻度破坏）：围岩基本完整，裂隙张开和错动的距离不大于10mm，稍加修整即可使用。

V级（无破坏）：除个别浮石掉落外，无其他可见破坏痕迹。

3) 根据计算的 K 、 v 值，判定巷道破坏程度

按表1-7-34所列数值判定。

K 、 v 和破坏等级的关系

表 1-7-34

K		2	3	4	5	6	7	8
对应 v 值 (cm/s)	I-II级分界线			450	300	200	150	100
	II-III级分界线			230	150	100	70	50
	III-IV级分界线	500	400	100	70	50	35	25
	安全界线	100	70	45	30	20	15	10

7.6.1.3 爆破地震波对采场边帮的影响

在对露天矿边帮调查研究的基础上，将边帮地段划分稳定级别。用经验公式(1-7-46)计算质点振动速度，然后根据表1-7-35判定边帮的安全程度。爆破地震对采场边帮的影响实例见表1-7-36。

为了降低爆破地震对边帮的影响，设计中可采用多段爆破来控制单响装药量，或控制

边帮安全允许的震点振动速度

表 1-7-35

边坡稳定性级别	边 帮 特 性	边帮的允许振动速度 (cm/s)
I级边帮稳定性好的地段	岩石整体性好, 稳定系数在1.4以上	32~35
II级边帮中等稳定地段	除第I、II级以外地段	25~28
III级边帮稳定性差的地段	边帮岩体节理裂隙发育, 风化较严重, 有较大的构造弱面、稳定性系数在1.08以下	<22

爆破地震对边帮的影响程度实例

表 1-7-36

观测地点	振动速度 (cm/s)	边 帮 及 岩 体 情 况
统计资料	760~770	基岩露头出现裂隙
统计资料	13.5~24.7	基岩产生细微裂纹或原有裂纹张开
金 川 露 天 矿	52 26 20	爆区后方地表出现宽2~4cm裂隙 爆区后方地表出现宽1mm以下细裂纹 爆区后方地表未发现后冲裂纹
大冶铁矿	42 50~80 14.3~23.2	1973年1月一次深孔爆破总药量30t, 最大一段药量10.5t, 引起东露天北部西口原有滑体滑落, 滑体量3.65万m ³ 爆区后方地表隆起 1978年在已加固滑体下进行生产爆破, 采用预裂爆破控制震动, 随炮观测震速及应变桩的应变, 水准点位移, 证明边帮是安全的
安 徽 新桥铁矿	41~24 (滑体后缘离爆区 70~205m处)	75年12月26日大爆破总药量204t, 最大药量72.6t, 由于大爆破所形成的漏斗使坡脚解体, 爆破震动使岩体沿其节理和软弱层面断裂移动形成滑体, 并使滑体两侧的古滑坡活化, 滑体下宽约180m, 高约90m, 总体积12万m ³
江 西 德兴铜矿	40 (滑体厚缘处)	78年8月进行一次总药量为342t的大爆破, 最大一段药量200t, 最大药室药量为58.9t, 爆后当天下午观测点附近产生宽约10cm和1~2cm不等的裂隙, 形成滑体, 滑体高约100m, 宽约130m, 厚约50m, 滑向采场一侧的体积约26万m ³

一次爆破的总药量。某铁矿在采场边帮附近大爆破时, 控制药量见表1-7-37。

边帮附近大爆破控制药量表

表 1-7-37

爆区后缘至边帮 距离 (m)	II类欠稳定边帮		I类较稳定边帮		I类稳定边帮	
	单响药量 (t)	一次药量 (t)	单响药量 (t)	一次药量 (t)	单响药量 (t)	一次药量 (t)
10~15			0.7	3.5	1	5
15~25	0.7	3.5	1	5	1.2	7
25~35	0.9	5	1.2	7	1.7	10
35~50	1.2	7	1.7	10	2.2	12
>60	1.7	10	2.5	12	3	15

7.6.2 大爆破空气冲击波的安全距离计算

7.6.2.1 空气冲击波的安全距离

1. 对地面建筑物的安全距离

一般松动爆破时, 不考虑空气冲击波的安全距离。抛掷爆破的空气冲击波安全距离按下式计算

$$R_K = K_K \sqrt{Q} \quad (1-7-47)$$

式中 Q ——装药量, kg;

K_K ——与爆破作用指数和破坏状态有关的系数。按表1-7-38选取。

 K_K 值

表 1-7-38

建筑物破坏程度	爆 破 作 用 指 数 n		
	3	2	1
完全无破坏	5~10	2~5	1~2
玻璃偶然破坏	2~5	1~2	
玻璃破碎门窗部分破坏, 抹灰脱落	1~2	0.5~1	

在狭谷进行爆破时, 沿山谷方向 K_K 值应增大50~100%, 当被保护建筑物和爆源之间有密林、山丘时, K_K 减小50%。

2. 对人的安全距离

$$R'_K = 25 \sqrt[3]{Q} \quad (1-7-48)$$

式中 R'_K ——空气冲击波对掩体内避炮人员的安全距离, m;

Q ——一次爆破炸药量, kg。露天裸露爆破时, 一次爆破炸药量不得超过20kg。

7.6.2.2 空气冲击波超压值计算

1. 裸露药包爆破

1) 地表裸露药包爆破

$$\Delta p = \left(14 \frac{Q}{R^3} + \frac{4.3Q^{1/3}}{R^2} + \frac{1.1Q^{1/3}}{R} \right) \times 10^5 \quad (1-7-49)$$

2) 井下巷道裸露药包爆破

$$\Delta p = 12 \left(\frac{Q}{V} \right) \times 10^5 \quad (1-7-50)$$

式中 Δp ——空气冲击波超压值, Pa;

Q ——一次爆破炸药量, kg;

V ——空气冲击波扰动的巷道空间体积, m³;

R ——药包至被危害对象的距离, m。

2. 钻孔爆破

1) 露天钻孔爆破

$$\Delta p = K \left(\frac{Q^{1/3}}{R} \right)^2 \quad (1-7-51)$$

式中 K 、 α ——经验系数和指数。一般阶段爆破 $K=1.48$, $\alpha=1.55$; 炮孔法破大块, $K=0.67$, $\alpha=1.31$

2) 地下采矿爆破

计算能量转变为空气冲击波的炸药量:

$$Q' = \eta Q \quad (1-7-52)$$

式中 Q' ——能量转变为冲击波的炸药量, kg;

η ——转换系数。深孔爆破 $\eta=0.08\sim0.12$,

浅孔爆破 $\eta=0.05\sim0.1$;

崩矿空间 $<30000\text{m}^3$ 时 $\eta=0.05\sim0.1$;

崩矿空间 $>30000\text{m}^3$ 时 $\eta=0.02\sim0.05$ 。

然后以 Q' 为产生空气冲击波的裸露爆破炸药量, 计算其超压值。

以计算的 Δp 值, 根据表 1-7-39, 表 1-7-40, 表 1-7-41 判定空气冲击波超压的破坏程度。

对建筑物的破坏程度与超压关系

表 1-7-39

破坏等级	建筑物破坏程度	超压 $\Delta P' (\times 10^5 \text{Pa})$
1	砖木结构完全破坏	>2.0
2	砖墙部分倒塌或开裂, 土房倒塌	$1.0\sim2.0$
3	木结构梁柱倾斜, 部分折断。砖结构屋顶散掉、墙部分移动或裂缝 土墙裂开或局部倒塌	$0.5\sim1.0$
4	木板隔墙破坏、木屋架折断、顶棚部分破坏	$0.3\sim0.5$
5	门窗破坏, 屋面瓦大部分掀掉、顶棚部分破坏	$0.15\sim0.3$
6	门窗部分破坏, 玻璃破碎, 屋面瓦局部破坏、顶棚抹灰脱落	$0.07\sim0.15$
7	砖墙部分破坏, 屋面瓦部分移动顶棚抹灰部分脱落	$0.02\sim0.07$

对井下设施的破坏程度与超压的关系

表 1-7-40

结构类型	超压 $(\times 10^5 \text{Pa})$	破坏特征
厚25cm钢筋混凝土墙	$2.8\sim3.5$	强烈变形, 形成大裂缝混凝土脱落
厚24~37cm砖墙	$0.49\sim0.56$	强烈变形, 形成大裂缝混凝土脱落
厚24~36cm混凝土墙	$0.14\sim0.21$	充分破坏
直径14~16cm的木梁	$0.1\sim0.13$	因弯曲而破坏
重1t的设备 (通风机、绞车)	$0.4\sim0.6$	脱离基础, 位移, 翻倒、遭到破坏
尾部朝爆心的车厢	$1.4\sim1.7$	脱轨、车厢和车架变形
侧面朝爆心的车厢	$0.4\sim0.75$	同上
提升机械	$1.4\sim2.5$	翻倒, 部分变形, 零件损坏
风管	$0.15\sim0.35$	因支撑折断而变形
电线	$0.35\sim0.42$	折断

对人的伤害与超压关系

表 1-7-41

超 压 ($\times 10^5 \text{Pa}$)	人 的 反 应
7.0~8.5	致 死
5~6	严重损伤
2.1~2.8	肺部受损伤
1	50%人耳膜破裂
0.35	耳膜破裂临界值
0.2	可能头晕头痛 (人的耐受限)

7.6.3 爆破飞石的安全距离

大爆破时, 个别飞石的飞散距离受地形、风向和风力、堵塞质量, 爆破参数等影响。一般按下式计算。

$$R_f = 20n^2WK_f \quad (1-7-53)$$

式中 R_f ——碎石飞散对人员的安全距离, m;

 K_f 实际观测值

表 1-7-42

W (m)	n	R_f (m)	K_f	飞石对应于药包位置
11.2	1.4	500	1.15	最小抵抗线抛掷方向
12.0	1.4	550	1.17	顺线路前方
9.5	1.5	750	1.76	最小抵抗线方向顺风
20	1.0	~500	1.25	抛掷方向
16	1.0	~500	1.56	山坡下方向
20	1.0	500	1.25	抛掷方向

大爆破飞石对人和机械设备安全距离

表 1-7-43

最小抵抗线 (m)	R_f (m)					
	对 人 员			对 设 备		
	$n=1$	$n=1.5$	$n=2$	$n=1$	$n=1.5$	$n=2$
1.5	200	300	400	100	150	250
2.0	200	400	600	100	200	350
4.0	300	500	800	150	250	500
6.0	300	600	1000	150	300	550
8.0	400	700	1000	200	300	600
10.0	500	700	1000	250	400	600
12.0	500	800	1200	250	400	700
15.0	600	800	1200	300	400	700
20.0	700	800	1500	350	400	800
25.0	800	1000	1800	400	500	1000
30.0	800	1000	2000	400	500	1000

注: 当 $n < 1$ 时, 将最大药室的最小抵抗线 (W) 换算成相当于抛掷爆破的最小抵抗线 (W_1), $W_1 = \frac{5}{7}W$, 然后根

据 $n=1$ 条件按本表查得安全距离。

n ——爆破作用指数;

W ——最小抵抗线, m;

K_f ——安全系数, 一般选用 1~1.5。风大、顺风、抛掷方向正对最小抵抗线应为 1.5, 山间或哑口地形为 1.5~2。或参考表 1-7-42 选取。

高山地区大爆破时, 还应考虑岩块沿山沟或山坡滚动的危害。伊犁铁矿大爆破, 岩块滚动距离达 4km, 松动爆破时, 滚石距离达 700m。

7.6.4 大爆破区与高压线、无线电发射台的安全距离

(1) 普通电雷管爆区与高压线的安全距离见表 1-7-44。

电雷管爆区与高压线的安全距离

表 1-7-44

电力线电压 (kV)	安全距离 (m)
70	20
130	30
220	40
400	60

注: 该表摘自 U. 兰格弗斯等著《岩石爆破现代技术》。

(2) 电力起爆时, 爆区与广播电台、电视台的天线之间的安全距离。见表 1-7-45, 表 1-7-46, 表 1-7-47, 表 1-7-48 和表 1-7-49。

爆区与 0.535~1.605 兆周调幅广播发射机的安全距离

表 1-7-45

天线发射功率 (W)	最小安全距离 (m)
<4000	229
5000	259
10000	366
25000	610
50000	853
100000	1190
500000	2682

爆区与 30 兆周以下的非调幅广播发射机安全距离

表 1-7-46

天线发射功率 (W)	最小安全距离 (m)
100	230
500	520
1000	730
5000	1680
50000	5180
500000	16760

爆区与移动式发射机的安全距离

表 1-7-47

天线发射功率 (W)	发射机工作频率 (兆周)				
	16~34	28~297	35~56 42~44 50~54	144~148 150.8~161.8	450~470
10	12	31	12	5	4
50	27	67	27	11	6
100	38	95	40	15	9
180	—	—	—	20	12
250	61	150	63、88	23	14
500	92	229	96	35	21
1000	122	229	125	46	27
10000	380	—	396	—	—

爆区与30~300兆周甚高频电视发射机的安全距离

表 1-7-48

有效发射功率 (W)	最小安全距离 (m)	
	2~6 频道和调频	7~13 频道
<1000	305	230
10000	550	400
100000	975	700
316000	1310	915
1000000	1770	1220
10000000	3110	2260

爆区与300~30.10兆周超高频电视发射台的安全距离

表 1-7-49

有效发射功率 (W)	最小安全距离 (m)
<10000	183
1000000	610
5000000	916
100000000	1830

第八章 装 载

责任编辑单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院

编 写 人 杜永锡

8.1 单斗挖掘机作业

8.1.1 概 述

单斗挖掘机是一种适应性很强,应用广泛的采装设备。

单斗挖掘机有正铲和反铲两种。我国露天矿主要使用正铲。特殊情况下使用反铲,如水平或缓倾斜矿体,表面不规整时,用反铲铲刮和清扫表面土岩;矿体底板不平整,不适于车辆行走时,用反铲作下挖平装采掘。

按动力区分,单斗挖掘机有电力挖掘机和柴油挖掘机两类。有电源的地区,一般采用电力挖掘机,因柴油挖掘机采装成本高,生产可靠性差,仅在偏远缺电的地区,产量较小的矿山使用。

按传动方式区分,单斗挖掘机有机械传动和液压传动两种。我国露天矿多用机械传动挖掘机。液压传动挖掘机简称液压铲,工作平稳,轻便灵活,自动化程度高,缺点是液压部件精度要求高,易损坏,在严寒地区作业困难。

按用途区分,单斗挖掘机可分为采矿型和剥离型两类,后者主要用于向采空区倒排岩石,它的特点是臂架长,勺斗容积大,例如苏联的ЭБГ-35/65型挖掘机,斗容35m³,最大挖掘高度达45m,目前我国露天矿主要采用采矿型挖掘机。

8.1.2 设备选型及生产能力确定

8.1.2.1 设备选型

单斗挖掘机主要根据矿山规模,矿岩采剥总量,开采工艺,矿岩物理力学性质,设备供应情况等因素决定。

特大型露天矿一般应选用斗容不小于8~10m³的挖掘机。

大型露天矿一般应选用斗容为4~10m³的挖掘机。

中型露天矿一般应选用斗容为2~4m³的挖掘机。

小型露天矿一般应选用斗容为1~2m³的挖掘机。

采用汽车运输时,挖掘机铲斗容积与汽车载重量要合理配套,一般一车应装4~6斗。

8.1.2.2 单斗挖掘机的生产能力

单斗挖掘机的台班生产能力:

$$Q_c = \frac{3600EK_H T \eta}{t K_P} \quad (1-8-1)$$

式中 Q_c ——挖掘机台班生产能力, m³;

- E ——挖掘机铲斗容积, m^3
 t ——挖掘机铲斗循环时间, s ;
 K_R ——挖掘机铲斗满斗系数;
 K_p ——矿岩在铲斗中的松散系数;
 T ——挖掘机班工作时间, h ;
 η ——班工作时间利用系数。

挖掘机台班能力受各种技术和组织因素影响,如矿岩性质、爆破质量、运输设备规格、其他辅助作业配合条件和操作技术水平等。

挖掘机铲装循环周期与矿岩性质、爆破质量、设备性能、作业条件等因素有关,参考数值列于表1-8-1。

挖掘机铲装循环时间 (s) 表 1-8-1

岩石硬度	铲斗容积 (m^3)				
	1	2	4	6	8
土 砂	30	32	34	37	39
$f=2\sim5$	32	34	36	39	41
$f=5\sim6$	34	36	38	41	43
$f=6\sim8$	36	38	40	43	45
$f>8$	38	40	42	45	47

注:本表摘自《露天开采》,辽宁煤矿设计研究院。

挖掘机铲斗满斗系数和矿岩在铲斗中的松散系数与矿岩的硬度及破碎程度、铲斗形式有关,参考数值列于表1-8-2。

松散系数及满斗系数 表 1-8-2

指 标	岩 石 硬 度				
	土 砂	$f=2\sim5$	$f=5\sim6$	$f=6\sim8$	$f>8$
松散系数	1.1~1.23	1.23~1.33	1.33~1.40	1.40~1.45	1.45~1.50
满斗系数	0.95~1.0	0.9~0.95	0.85~0.9	0.75~0.85	0.75~0.85

挖掘机班工作时间利用系数 η ,即装车时间与班工作时间之比。它与运输方式,工作面车辆调配方式,空车供应率,设备故障及其它故障等有关。铁道运输时, $\eta=0.35\sim0.45$ 汽车运输时, $\eta=0.45\sim0.6$ 。

挖掘机台年生产能力:

$$Q_a = Q_c N n \quad (1-8-2)$$

式中 Q_a ——挖掘机台年生产能力, m^3/a ;

N ——挖掘机年工作日数, d ;

n ——日工作班数。

侧面装车,一般作业条件时,挖掘机台年生产能力可参考表1-8-3选取,汽车运输时取上限,铁路运输时取下限。

挖掘机台年生产能力 ($\times 10^4 \text{m}^3/\text{a}$)

表 1-8-3

铲斗容积 (m^3)	矿 岩 硬 度 (f)		
	<6	6~12	12~20
0.5	6~9		
1	14~18	11~15	8~12
2	26~32	23~28	20~24
4	60~90	55~70	45~60
7.6~8	120~180	105~140	80~120
11.5~12	180~260	155~210	120~180
15	220~300	180~260	155~220

注：表中数值为实方，每天三班工作。

挖掘机在特殊作业条件时要考虑效率降低，效率降低额可参考表1-8-4选取。

挖掘机特殊作业效率降低百分比

表 1-8-4

挖掘机特殊作业性质	运 输 方 式	效率降低 (%)
斜沟	机车运输	30~35
斜沟	汽车运输	10~15
段沟(水平沟)	机车运输	20~40
段沟(水平沟)	汽车运输	5~10
选别开采(分采)	机车运输	15~30
选别开采(分采)	汽车运输	10~20
移动干线三角带子装车	机车运输	10~15

基本建设时期挖掘机逐年生产能力一般如下：

第一年为设计能力的70%，第二年为设计能力的85%，第三年达到100%。

部分矿山挖掘机实际效率见表1-8-5~1-8-7。

8.1.3 设备数量计算

矿山所需挖掘机台数可按下式计算：

$$N = \frac{A}{Q_e} \quad (1-8-3)$$

式中 N ——挖掘机台数，台；

A ——年采剥量， $\times 10^4 \text{m}^3/\text{a}$ ；

Q_e ——挖掘机台年效率， $\times 10^4 \text{m}^3/\text{a}$ 。

Q_e 值可通过计算或参考挖掘机实际台年生产能力选取，并要考虑效率降低因素。

挖掘机设备一般不设备用，但一个矿山至少要有两台。

8.1.4 挖掘机工作制度

挖掘机年工作天数由日历天数减去年设备检修天数、法定假日、气候影响天数等，采矿挖掘机还要减去粗破碎机年检修天数。

挖掘机检修周期及所需时间见表1-8-8。

部分矿山挖掘机综合效率 (汽车运输)

表 1-8-5

矿山名称	矿石硬度 (f)	岩石硬度 (f)	汽车载重 吨 位	铲车比	矿石运距 (km)	岩石运距 (km)	上或 下坡	线路坡度 (%)	单台设备 综合效率 ($\times 10^4$ t/a)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1. 4m³挖掘机									
南芬铁矿	14~18	8~12	25~27		1.0	2.0~1.8	上	8	223
兰尖铁矿	10~16	12	20~27	1:7~8	0.5~0.6	1.3	下	8	212
大河河铁矿	8~16	8~10	27	1:8	1	1.6	上	6~8	198
魏庄铁矿	14	8~10	27	1:9	1.1	1.8	上	6~8	198
杨庄铁矿	9~15	10	27	1:7~13	2.2	1.5	上	6~8	198
水厂铁矿	12~14	8~10	27	1:5	1	1.3	下	7	178
齐大山(南采)	12~18	5~12	20	1:3~4	0.67	—		8	151
凹山铁矿	4~7	4~7	20	1:10	—	1	上	10	148
大冶铁矿	8~12	8~12	32	1:8	1.57	1.57	上	8	109
白梨厂一号采场	6~13	5~11	27	1:8	5.43	—	上	8~9	120
二马铁矿	9~15	8~12	27	1:7	—	1.6	上	6~8	133
黑旺铁矿	3~6	3~7	8~20	—	—	2.24	上	6~7	128
把关河石灰石矿	6~8	6~10	15	1:6	2.5	2.5	下	10	173
2. 2m³挖掘机									
上厂铁矿	10~12	8~12	8~12	1:3	1	1	下	8~10	18
闲林埠铁矿	14	7~14	12~20	1:3~4	1.52	1.52	上	9	31
东山石灰石矿	6~8	3~8	12~20	1:2~3	1.5		下	12	31
3. 1m³挖掘机									
雅满苏铁矿	8~14	8~14	12	1:6	1.27	1.27	上	8	25
可可托海一矿	8~14	8~14	10~15	1:6	1.1	1.8	上	7	30
上厂铁矿	10~12	8~12	8~12	1:3	1	1	下	9~10	28
沙姑铁矿	16	10~12	8~15	1:6.8	1.9	0.7	下	9	23
501铜土矿	6~8	2~8	8~12	1:9	3	2.3	上	6	49
4. 0.5m³挖掘机									
峨嵋砂石矿	12~14	2~3	3.5		1.5	0.3	下	9	12.89

部分矿山挖掘机综合效率 (机车运输)

表 1-8-6

矿山名称	矿石硬度 (f)	岩石硬度 (f)	机 车 粘着重 (t)	铲车比	矿石运距 (km)	岩石运距 (km)	上或 下坡	线路坡度 (%)	设备综合 效率 (万 t/台·a)
1. 4m³挖掘机									
东鞍山铁矿	12~16	8~12	80~150	1:1.38	7	7		3.5	146
齐大山铁矿	12~18	5~12	80~150	1:1.2	5.24		下	2.2	129
海南铁矿	10~15	2~10	80~100	1:0.92	4.4	4.4	下	3.0	122
凹山铁矿	4~7	4~7	80~150	1:2.5	3.0	4.0	下	3.5	106
大孤山铁矿	12~16	8~12	80~150	—	11.6	13.5	上	2.0	106
眼前山铁矿	16~20	4~12	80~150	1:1	4.0	7.0	上	2.5	91
2. 1m³挖掘机									
歌乐山石灰石矿	8~12	8~12	14	—	0.7		下	3	24
龙泉露石灰石矿	6~8	6~10	28	1:1	0.825		上	1.5	19
榆山石灰石矿	6~8	4~8	—	1:1	1.0		—	—	23

7.6m³挖掘机综合效率

表 1-8-7

矿 山 名 称	矿石硬度 f	岩石硬度 f	运输车辆	单台综合效率 ($\times 10^4 t/a$)
南芬铁矿	14~18	8~12	汽 车	384
大孤山铁矿	12~16	8~12	电 机 车	190

挖掘机设备修理周期及修理工期

表 1-8-8

设备型号及规格	修 理 周 期				修 理 工 期							
	月 检 (月)	小 修 (月)	中 修 (a)	大 修 (a)	月检 (采场 内) (h)	小修 (采场 内) (d)	中修 (d)			大修 (d)		
							工期 总数	在采 场内	在厂 房 内	工期 总数	在采 场内	在厂 房 内
Wk-4、W-4、C3-9挖掘机, 斗容3~4.6m ³	1	3	2	4	16	4	25	8	17	32	8	24
Wk-2型挖掘机, 斗容2m ³	1	3	1	4	16	4	20	5	15	28	6	22
W-1002型挖掘机, 斗容1m ³	1	2	1	3	12	4	17	5	12	26	6	22

8.1.5 劳动定员及材料消耗

8.1.5.1 挖掘机劳动定员

挖掘机台班配司机一人, 副司机一人, 若矿山采用连续工作制, 还应配备轮休人员。即一台挖掘机共配备7名操作人员。

8.1.5.2 材料消耗

各种挖掘机的材料消耗量见表1-8-9。

挖掘机主要材料台班消耗量

表 1-8-9

材 料 名 称	1m ³ 挖掘机	3~4m ³ 挖掘机	7.6~8m ³ 挖掘机
提升钢丝绳 (m)	0.45	0.72	1.36
φ30 崩绳 (m)	0.12	0.14	0.14
φ10 拉门绳 (m)	0.2	0.31	0.43
牙尖: 矿岩 $f=3-10$ (个)	0.05	0.06	0.07
牙尖: 矿岩 $f=11-20$ (个)	0.1	0.10	0.13
灯泡 (个)	0.06	0.25	0.25
黄干油 (kg)	0.2	0.5	0.90
机油 (kg)	0.1	0.2	0.22
洗油 (kg)	0.07	0.12	0.12
透平油 (kg)	0.5	0.67	0.67
擦拭材料 (kg)	0.1	0.07	0.07

8.2 索斗挖掘机作业

8.2.1 概 述

索斗挖掘机主要用来挖掘松散的或固结而不致密的松软土岩,在爆破质量较好,块度比较均匀的条件下也可挖掘中硬的矿岩。索斗挖掘机在露天采场中主要用作无运输倒堆,露天矿浅部的基建剥离工作和配合其他采掘设备进行采场深部有用矿物的开采。由于索斗挖掘机效率很高,国外大型土石方工程,水电工程,露天煤矿广泛采用索斗挖掘机,例如美国B-E公司生产斗容为168m³的索斗挖掘机,臂长94.5m,年剥离效率可达2900万m³。

8.2.2 设备选型及生产能力确定

索斗挖掘机按行走方法分类可有四种:迈步行走、履带行走、轮胎行走和铁道行走。

迈步式使用较多。轨道行走式灵活性较差,很少采用。轮胎行走式机动灵活,行驶速度快,但对道路要求较高,设备本身稳定性差,雨季作业困难。迈步式索斗挖掘机具有大直径底盘,工作中稳定性较好,允许使用长铲臂和大铲斗,故大型索斗挖掘机常用迈步式。设备型号及技术性能见附录1。

8.2.2.1 索斗挖掘机小时生产能力

$$Q_h = \frac{3600}{t} V_K \frac{K_H}{K_P} \quad (1-8-4)$$

式中 Q_h ——索斗挖掘机生产能力, m³/h;

V_K ——索斗挖掘机铲斗容积, m³;

t ——索斗挖掘机工作循环时间, s, 各种型号索斗挖掘机的工作循环时间见技术性能表(附录1)。理论循环时间和实际工作循环时间参考表1-8-10。

索斗挖掘机的循环时间

表 1-8-10

型 号	理 论 时 间 (s)	实 际 时 间 (s)
WB-4/40	40~50	63~73
ЭШ-5/45	43~46	52~55

K_H ——满斗系数, 一般0.8~0.9。或参考表1-8-11选取。

索斗挖掘机的满斗系数

表 1-8-11

阶段高度 (h) 及土岩类别	$h < 1m$	$h > 1m$, 在不同类别的土岩条件下			
		I	II	III	V~VI
满斗系数	0.86~0.85	0.9	0.94	0.8	0.76

K_P ——松散系数, 一般1.15~1.5, 或根据土岩类别选取。II类土岩, $K_P=1.26$;

III类, $K_P=1.3$; IV类, $K_P=1.33$ 。

计算的索斗铲小时生产能力 Q_h 见表1-8-12。

索斗挖掘机的小时生产能力

表 1-8-12

型 号	土岩类别	阶 段 高 (m)							
		0.5	1	2	4	6	8	10	12
		生 产 能 力 (m³/h)							
WB-4/40	I~II	59.3	96.2	163	183.2	188	187.5	185.5	182
	III	45	73	127.5	143.5	146.1	146.1	145	142.5
	IV~V	40.3	65.1	87.8	99	100.9	100.9	100.9	99.5
	再抛堆	49.6	81	102.4	122	124.5	124.5	123.3	120.8
ЭШ-4/55	I~II	56	104.7	191	217	236	236	236	236
	III	39.8	74.5	161.5	191	199	199	199	199
	IV~V	37.2	69.8	100.7	119.3	124.5	124.5	124.5	124.5
	再抛堆	46.1	87.2	126	149	155.1	155.1	155.1	155.1

当阶段高度合理, 由于回转角度不同, WB-4/40型索斗挖掘机在不同工程条件下的小时生产能力可参考表1-8-13。

不同回转角的生产能力

表 1-8-13

索斗挖掘机型号	土岩条件	工作条件	回 转 角 (°)					
			70	90	110	130	150	180
			生 产 能 力 (m³/h)					
WB-4/40	I~III	排弃场 装 车	243	236	228	220	212	200
			228	222	215	209	202	192
	软岩石 (经过破碎)	排弃场 装 车	178	170	162	154	146	134
			162	151	149	142	135	125

回转角135°时向排弃场搬运岩石 (m³/h)

表 1-8-14

设 备 型 号	砂及砾岩	亚 粘 土	粘 土	爆破的硬岩
ЭШ-4/40	252	249	239	161
ЭШ-14/75	910	900	850	640

8.2.2.2 索斗挖掘机台班生产能力计算

$$Q_c = Q_k T_c \quad (1-8-5)$$

式中 Q_c ——索斗挖掘机台班生产能力, m³;

T_c ——台班有效工作时间, h;

Q_k ——同上。

8.2.2.3 索斗挖掘机台年生产能力计算

$$Q_a = Q_c T_a \quad (1-8-6)$$

式中 Q_a ——索斗挖掘机台年生产能力, m³/a;

T_a ——索斗挖掘机年有效工作班数, 班。

8.2.3 索斗挖掘机设备数量计算

矿山所需索斗挖掘机台数可按下式计算:

$$N = \frac{A}{Q_a} \quad (1-8-7)$$

式中 N ——索斗挖掘机台数, 台;

A ——年采剥量, $\times 10^4 \text{m}^3/\text{a}$;

Q_a ——索斗挖掘机台年效率, $\times 10^4 \text{m}^3/\text{a}$ 。

8.2.4 索斗挖掘机劳动定员

索斗挖掘机配司机一人, 副司机一人, 若矿山采用连续工作制, 还应配备轮休人员, 一台索斗挖掘机共 7 人。

8.2.5 矿山实例

美国怀俄明州科瑞克煤矿 (Coalbrook), 煤炭总储量 2.9 亿 t, 设计规模年产煤 1200 万 t, 土岩 1500 万 m^3 , 一九八二年投产, 一九八三年产煤 220 万 t, 土岩 458.8 万 m^3 , 预计 1989 年达到设计规模。

矿山共有两层煤, 厚度在 1.5~9.0m, 两层煤中间有 0.3m 的夹层, 煤层倾角 $1^\circ \sim 2^\circ$, 煤顶板以上 15m 厚的表土采用索斗挖掘机直接挖掘并往内部排弃场排弃, 索斗挖掘机是美国 "B-E" 公司产品, 斗容 34 m^3 , 台年效率为 388.4 万 m^3 。

8.3 轮斗挖掘机作业

8.3.1 概 述

轮斗挖掘机主要用来挖掘松散的或固结而松软的物料, 如砂、表土、泥岩、风化的沙岩、石灰岩、磷灰岩及褐煤等。下述情况不宜采用轮斗挖掘机采掘:

- (1) 硬度较大的均质物料或爆破效果不好的中硬物料;
- (2) 含研磨性矿物较多的物料, 如石英砂岩;
- (3) 含有硬而致密的夹层;
- (4) 物料中含有大量会堵塞铲斗、斗轮臂架、胶带运输机和转载机的植物根系;
- (5) 气温常年处于 -35°C 以下的严寒地区等。

轮斗挖掘机斗轮臂架结构形式有可伸缩式斗轮臂架和固定式斗轮臂架两种。

轮斗挖掘机按生产能力 (松方计算) 区分, 可分为小型的 (生产能力小于 $630 \text{m}^3/\text{h}$), 中型的 ($630 \sim 2500 \text{m}^3/\text{h}$), 大型的 ($2500 \sim 5000 \text{m}^3/\text{h}$), 特大型的 ($5000 \text{m}^3/\text{h}$ 以上) 四种。

8.3.2 设备选型和生产能力计算

8.3.2.1 阶段划分与挖掘机生产能力的关系

阶段数目应与挖掘机台数相适应, 尽量避免挖掘机作长距离或上、下平台间的调动, 注意不因一台设备停止运转使矿山生产能力有较大的波动。

轮斗挖掘机的理论生产能力与挖掘高度如表1-8-15。

轮斗挖掘机理论生产能力与挖掘高度

表 1-8-15

理论生产能力 (m ³ /h)	阶段高度 (m)
250—500	8—10
500—1000	10—18
1500—3000	18—26
3000—6000	20—30
>5000	50—75

注：1. 75m指上、下挖掘之总和；2. 本表摘自《露天开采》，辽宁煤矿设计研究院。

多阶段工作时，因工作线长短不一，为使上下阶段轮斗挖掘机都发挥效率，挖掘高度可不一致，即工作线短者，挖掘高度大。

8.3.2.2 轮斗挖掘机的生产能力

1. 小时理论生产能力

$$Q_L = En60 \quad (1-8-8)$$

$$Q_L = 60(q + q_1)n$$

式中 Q_L ——小时理论生产能力，m³/h（松方）；

E ——额定勺斗容积，m³；

q ——勺斗容积，m³；

q_1 ——每个勺斗在挖掘时物料在环形空间中的装载容积，m³；

n ——每分钟的卸斗数，斗/min。可从设备规格表中选取。

对于有格式斗轮，没有环形空间可利用， $q_1 = 0$ 。

对于半格式和无格式斗轮，其环形空间的一部分容积能起到装载作用，一般按 $q_1 = 0.25q$ 计算。

吕贝克公司及克虏伯公司轮斗挖掘机斗轮结构形式和环形空间利用程度列于下表 1-8-16。

2. 轮斗挖掘机小时技术能力

$$Q_j = Q_L \frac{K_H}{K_S} \quad (1-8-9)$$

式中 Q_j ——小时技术能力，m³/h（实方）；

K_H ——满斗系数。对于胶结致密物料为0.8~0.85，对于松散物料为0.85~1.0；

K_S ——物料在铲斗中的松散系数。一般松散的或较致密的物料， K_S 值变动在1.1~

1.4。煤为1.4~1.6。胶结坚硬的物料为1.4~1.8或更大。

3. 轮斗挖掘机小时实际能力

轮斗挖掘机小时实际能力是指考虑了机器因切割方式、铲挖工艺本身的要求进行调幅，工作面小移动及工作面运输设备等的影响后所能达到的生产能力。

$$Q_s = Q_j K_T \quad (1-8-10)$$

$$K_T = \frac{T_w}{T_w + T_B}$$

斗轮结构形式及环形空间利用情况

表 1-8-16

轮斗挖掘机	露天矿	剥离物	斗轮结构形式	勺斗容积 q (m^3)	环形空间 总容积 (m^3)	环形空间 利用容积 q (m^3)	额定斗容 E (m^3)	利用系数 E/q
SChRs $\frac{4500}{12-14}$ (38-41)	英登费尔图纳	砂和粘土	半格式	3.8	2.2	0.7	4.5	1.18
SChRs $\frac{6300}{9-17}$ 51	同上	同上	同上	5.0	2.6	1.3	6.3	1.26
SChRs $\frac{2200}{25}$ 50	同上	黄土和砂质土	无格式	1.8	2.75	0.4	2.2	1.22
SChRs $\frac{3600}{5}$ 50	同上	砂砾和砂质土	有格式	3.6	0	0	3.6	1.0
SChRs $\frac{970}{5}$ 30	元宝山	砂质土、砂砾砂岩、页岩	无格式	0.85	0.46	0.12	0.97	1.14
SChRs $\frac{900}{5}$ 31	同上	同上	无格式	0.71	0.36	0.19	0.90	1.27

注：摘自《露天开采》，辽宁煤矿设计研究院

式中 Q_s ——小时实际能力， m^3/h (实方)；

K_T ——工作面时间利用系数；

T_w ——计算周期内用于挖掘物料的时间，min；

T_B ——计算周期内因调幅，工作面小移动等因素的影响而没有用来挖掘物料的时间，min。

K_T 值和工作面运输方式有关，胶带运输时为0.8~0.85，汽车运输时为0.6~0.7，铁道运输(双线)为0.7~0.8。

4. 轮斗挖掘机年实际能力

$$Q_a = Q_s T_a \quad (1-8-11)$$

式中 Q_a ——轮斗挖掘机年实际能力， m^3/a

T_a ——轮斗挖掘机年实际工作小时，h/a。

根据联邦德国、苏联、美国等国的实践经验，在气候及开采条件较好的地区，年实际工作小时可达5000h，在气候及作业条件比较严峻的地区则仅为3000~3500h。轮斗挖掘机年实际工作小时可按年日历小时数(8760h)乘以年时间利用系数计算。此系数可参考类似矿山选取。国外部分露天矿山的轮斗挖掘机的年时间利用系数列于表1-8-17。

8.3.3 矿山实例

(1) 苏联米哈依洛夫露天铁矿位于库尔斯克磁力异常区，含铁石英岩上部有很厚的岩土，最上部的是第四纪亚粘土，黄土状粘土。厚度为10~40m，平均厚25m，这层土壤采用德意志民主共和国制造的大型轮斗挖掘机，型号为SRs-2400型，斗容2400l，轮斗直径12.5m，共有10个斗，每分钟卸35~46斗，最大挖掘高度为40m，理论效率为5000~6000 m^3/h (松方)，1977~1981年的生产情况如表1-8-19。

(2) 联邦德国黑森州韦尔费尔沙伊姆普鲁士电力有限公司Ⅱ号露天矿。矿山在煤层上部有两个剥离层。上层剥离为+14m~-45m，用一台SchRs $\frac{300}{45}$ -14型轮斗挖掘机剥离，下层剥离为+6m~-6m，

用一台SchRs $\frac{250}{7}$ -13型轮斗挖掘机剥离, 两台轮斗挖掘机的生产情况如表1-8-20。

轮斗挖掘机年工作时间利用系数

表 1-8-17

露天矿名称	年工作时间利用系数
联邦德国 费尔图纳-霍斯多夫煤矿	0.49
希腊 普托莱利玛斯矿	0.62
苏联 奥尔忠尼启则锰矿	0.57
苏联 格鲁萨夫锰矿	0.43
苏联 托普洛热锰矿	0.60
苏联 斯托列铁锰矿	0.52
苏联 米哈尔罗夫铁锰矿	0.34
苏联 萨维茨柯夫锰矿	0.54

苏联轮斗挖掘机台班工人配备数 (人/台班)

表 1-8-18

轮斗挖掘机型号	电铲司机	电铲司机助手	胶带机司机	电工等辅助工人
ЭР-630及ЭРП-630, 斗容140l	1	1	1	—
ЭР-1250, 斗容300l	1	1	1	1
ЭРП-2500, 斗容330l	1	1	1	2
ЭРП-5000及ЭРПД-5000, 斗容1090l	3	4	—	—

轮斗挖掘机效率表

表 1-8-19

年份	轮斗挖掘机年效率 ($\times 10^4 \text{m}^3$)	生产工人劳动生产率 ($\times 10^4 \text{m}^3/\text{a}$)
1977	487	2.3
1978	563	2.65
1979	406	1.91
1980	643	3.02
1981	409	1.35

轮斗挖掘机生产情况表

表 1-8-20

轮斗铲型号	SchRs $\frac{300}{4.5}$ -14型	SchRs $\frac{250}{7}$ -13型
年工作时间	6146h	6144h
机组年纯工作时间	4432h	3849h
机组时间利用率	0.72	0.63
年效率(实方), m^3	1339000	1156000
小时效率(实方), m^3	302	300
停产时间	机械和电气故障(轮斗铲)	1.6% = 4个工作日
	生产组织原因(轮斗铲)	6.0% = 12.8个工作日
	故障(胶带运输)	7.8% = 20个工作日
	胶带移设	2.0% = 5个工作日
	改变作业地点生产必需转移	4.7% = 12个工作日
		6.7% = 17个工作日
		4.7% = 12个工作日
		6.2% = 16个工作日
		7.0% = 18个工作日
		2.5% = 6.5个工作日
		4.0% = 12.5个工作日
		12.0% = 31个工作日

8.4 前端式装载机作业

8.4.1 概 述

前端式装载机是一种具备采装、短距离运输、排弃和其它辅助作业能力的多功能工程机械。可根据需要装备能前卸、后卸或侧卸的铲斗，有的前装机工作部分和走行部分可相对转动 90° ，以利装载工作顺利进行。

前端式装载机与挖掘机相比，自重小，尺寸小，设备造价低，行走速度快，机动，灵活，一机多用，可在 20° 坡度上行走和进行采装工作，操作简单方便，其缺点是生产能力低，寿命短，对矿岩块度适应性差，轮胎磨损较快，维修工作量大，采装费用较高。

前装机在露天采场的用途：

(1) 用作中小型矿山的主要采装设备，向汽车或铁路车箱进行装载工作。

(2) 用作采、装、运设备，例如用平硐溜井开拓运输的矿山，前装机将采掘的矿石直接运往溜井卸载，或将土岩直接运往距离不远的排弃场。

(3) 用作辅助设备。将爆破分散的矿岩集拢供挖掘机采装，给钻机平整作业场地，修筑和维护运输线路，清扫边坡等。

8.4.2 设备选型及生产能力确定

8.4.2.1 前端式装载机有轮胎式和履带式两种类型。轮胎式装载机的行走速度快，机动灵活，应用较广。履带式装载机主要用于松软粘土质矿床或表土的装载工作。

8.4.2.2 前端式装载机生产能力计算

1. 只作装载时的生产能力

$$Q_1 = \frac{3600VK_H\gamma\eta}{t_1} \quad (1-8-12)$$

式中 Q_1 ——装载机生产能力，t/h；

V ——铲斗容积， m^3 ；

K_H ——铲斗装满系数，按表1-8-21选取；

γ ——松散状态的矿岩体重， t/m^3 ；

η ——时间利用系数，一般为 $0.75 \sim 0.85$ ；

t_1 ——一次作业的循环时间，s，一般铰接式为24s，刚性车架为30s，作业内容包括装卸，改变方向等。

2. 作采装运时的生产能力

当从工作面至卸载点距离较近时，装载机可完成采、装、运工作，其生产能力可用下式计算：

$$Q_2 = \frac{3600VK_H\gamma\eta}{t_2} \quad (1-8-13)$$

式中 Q_2 ——采装运时的生产能力，t/h；

t_2 ——采装运工作循环时间，s；

$t_2 = t_a + t_b + t_c + t_d$

t_a ——装载工序所需时间, s; 一般为8~12s;

t_b ——卸载工序所需时间, s; 一般为3~4s;

t_c ——装载机重载运行到卸载点所需时间, s;

t_d ——装载机空载回程运行时间, s;

$$t_c = \frac{L}{V_1}$$

$$t_d = \frac{L}{V_2}$$

L ——运行距离, m;

V_1 ——重程平均运行速度, m/s;

V_2 ——空程平均运行速度, m/s。

前端式装载机铲斗满斗系数

表 1-8-21

铲装难易情况	物料名称及其状态	K_H
易于装载	不需挖掘力而容易堆积在铲斗内的砂和土	1.0—1.25
中等困难程度的装载	普通土、条件好的粘土和柔软的砂土	0.75—1.0
比较困难的装载	硬粘质土, 粘土, 凝固的砾质土	0.65—0.75
困难的装载	爆破的石块, 卵石、砾石	0.45—0.65

轮胎式装载机生产能力与斗容、采掘矿岩的关系见表1-8-22。

轮胎式装载机生产能力与斗容采掘矿岩的关系

表 1-8-22

采掘矿岩类型	装 载 机 斗 容 (m³)									
	0.57	0.955	1.53	2.1	2.63	3.06	3.45	3.82	4.21	4.53
	装载机生产能力 (m³/h) (单向运距20m)									
在很好的条件下开采物料	73	112	158	193	234	260	283	306	331	355
泥和砂	63	96	135	166	200	222	242	261	283	303
砂和卵石	59	88	126	160	193	212	229	246	265	283
黑土	51	80	115	145	173	195	214	231	248	261
硬的或粘性的泥	42	69	101	128	154	172	187	203	218	231
干的或粘性的泥	27	46	70	95	118	131	147	160	173	187
坚硬的块状岩石	19	36	61	82	103	116	130	139	157	168

注: 本表摘自《露天装载机》一书。

8.4.3 前端式装载机数量计算

采用下式计算需要的装载机数量:

$$N = \frac{K_1 A}{mnQ} \quad (1-8-14)$$

式中 N ——装载机台数, 台;

Q ——装载机的生产能力, t/h;

A ——矿山年采掘量, t;

K_1 ——工作不平衡系数，一般取1.1~1.2；

m ——每天工作小时，h；

n ——装载机年工作天数，d。

用装载机作为辅助设备时，应按实际作业的采剥工作面的多少配备，采剥工作面少于4个时，配一台前端式装载机，采剥工作面大于四个时，每增加4个工作面增加一台装载机。

8.4.4 设备检修

保养和修理周期表（工作小时）

表 1-8-23

设 备	一 保	二 保	三 保	四 保	中 修	大 修
3~5m³前端式装载机	50	200	600	1200	2400	4800

保养与修理占用工期表

表 1-8-24

设 备	各 级 保 养（班）				修 理（d）	
	一 保	二 保	三 保	四 保	中 修	大 修
3~5m³前端式装载机	0.5	2	3	5	32	45

注：检修及保养时间约占日历时间30%，工作时间约占日历时间60~65%。

8.4.5 劳动定员及材料消耗

8.4.5.1 劳动定员

前端式装载机台班配司机一人，若采用连续工作制，还应配备轮休人员。

8.4.5.2 材料消耗

前端式装载机在坚硬岩石中正常工作的轮胎寿命为1500~2500h，在松软土壤中工作寿命为3000~5000h。

海南铁矿用29.5~29型加深花纹轮胎，斗容3m³装载机每条轮胎走行两万km，其中新胎走行1万km，两次翻新共走行1万km。

前端式装载机油料消耗（表1-8-25）。

8.4.6 矿 山 实 例

霍林河露天煤矿采用L-1000型前装机，斗容为13m³，发动机功率900×0.745kW，是电动轮电力驱动，美国马拉松勒托尼公司制造。

设备工作段高为7.5m，挖掘爆破后的风化砂岩及黄砂土，装一铲斗实际循环时间为35~40s，装载68t自卸汽车，三斗装满一车，每月可完成22万m³土岩，柴油单耗为0.2L/m³。

前端式装载机台班油料消耗表

表 1-8-25

材料名称	装载机铲斗容积 (m ³)						
	1	3	5	7.65	9.18	10.28	18.4
	发动机功率 (kW)						
	75 × 0.745	220 × 0.745	400 × 0.745	550 × 0.745	621 × 0.745	700 × 0.745	1270 × 0.745
柴油 (kg)	47	139	189	346	391	441	800
机油 (kg)	1.0	1.0	1.0	1.2	1.2	1.2	1.5
洗油 (kg)	0.3	0.3	0.3	0.35	0.35	0.35	0.5
黄干油 (kg)	0.5	0.5	0.5	0.7	0.7	0.7	0.8
透平油 (kg)	0.5	0.5	0.5	0.9	0.9	0.9	0.9
擦拭材料 (kg)	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.03	0.03

8.5 推土机作业

8.5.1 概 述

推土机是一种既能铲挖物料, 又能推运和排弃物料的土方工程机械。

推土机在硬岩露天矿主要用作辅助生产设备, 在矿山的应用为:

- (1) 为穿孔机平整作业场地;
- (2) 清理矿层顶底板岩土;
- (3) 在挖掘机工作面推运矿岩, 配合挖掘机工作;
- (4) 修筑路基和道路维护;
- (5) 作为牵引工具进行短距离拖运;
- (6) 用于局部土方工程和排弃场平整。

推土机可与其他设备和设施配合开采粘土、泥灰岩等软质矿物或覆盖土的剥离。

南平水泥厂粘土矿采用推土机-转载漏斗-汽车工艺开采粘土。胜利水泥厂粘土矿是以推土机配合前端式装载机开采。当开采硬质土或遇有冻土层时, 需用机械犁进行预先翻松。

推土机可把土壤堆集起来, 用水枪把土壤冲至集土坑内再用泥浆泵及泥浆管道送往排弃场。

8.5.2 设备选型及生产能力确定

8.5.2.1 根据露天采场的特点, 如生产规模, 地形, 气温等作业条件选用不同的推土机

推土机按行走装置分有履带式 and 轮胎式两种。履带式推土机用于运距短, 坡度较陡及湿地, 它对道路要求较低, 一般露天矿多采用这种推土机; 轮胎式推土机推力小, 机动灵活, 一般用于松土、地面条件好、推运距离长等作业条件。

推土机按刀铲的形式分有固定刀铲式和回转刀铲式两种。经常在横坡上工作的宜选用推刀能单侧液压调整的推土机。

推土机配备有机械犁或不带机械犁。当土质较硬或冬季有冻结层时, 应用带机械犁的

推土机。

推土机的推运距离一般应在100m以下，上坡不大于10%，否则推土机的效率将显著减少。

8.5.2.2 推土机的生产能力确定

推移土岩时，班生产能力按下式计算：

$$Q = \frac{480q\eta}{TK_P} \quad (1-8-15)$$

$$q = \frac{BH^2}{2\operatorname{tg}\alpha}$$

式中 Q ——推土机台班生产能力(实方)， m^3 ；

T ——作业循环所需时间的平均值， min ；

η ——时间利用系数，一般0.7~0.75之间；

K_P ——松散系数，见表1-8-26；

q ——铲土板中的容土量(松方)， m^3 ；

B ——铲土板的宽度， m ；

H ——铲土板前的土堆高度， m ，为铲土板高度的0.7~1.0倍；

α ——物料在松散状态下的自然安息角。见表1-8-27。

各种土壤的松散系数

表 1-8-26

土	壤	松散系数
砂质粘土，种植土，冲积沙土层，泥炭		1.09
黄土、轻盐土和碱土		1.18
粘土，压实的填筑土，含有碎石、卵石或工程垃圾的松散土，轻微胶结的砂层，中等密实的砂质粘土和黄土		1.22
坚硬重质粘土，板状黄土和粘土，松散风化的片岩、砂岩或软页岩，高岭土，干燥变硬的观音土，含有碎石、卵石(30%以下)中等密实的粘性土或黄土		1.28

松散物料自然安息角

表 1-8-27

岩土名称	自然安息角(°)			岩土名称	自然安息角(°)		
	干	潮	湿		干	潮	湿
腐植土	40	35	25	亚粘土	40~50	35~40	25~30
粗粒砂	30~35	32~40	25~27	肥粘土	40~45	35	15~20
中粒砂	28~30	35	25	砾石	35~40	35	30
细粒砂	25	30~35	15~20	无根泥炭	40	25	15

摘自《水泥矿山设计手册》。

作业循环所需时间 T 由下式确定：

$$T = t_1 + t_2 + 2t_3 \quad (1-8-16)$$

式中 t_1 ——重载行驶时间， $t_1 = (0.2 - 0.3) + 0.06 \frac{L}{v_1}$ ， min ；

L ——平均推运距离, m;

v_1 ——推土速度, 与土壤的密实程度及路线坡度有关, 一般在 2.2~3.2km/h 范围内;

t_2 ——推土机返回需要的时间, $t_2 = 0.06 \frac{L}{v_2}$, min;

v_2 ——返回速度, 取决于距离和坡度, 当坡度较大或距离不足 30m 时, 用二档; 当区间比较平缓, 距离大于 30m 时, 可用三档;

t_3 ——换向停顿时间, 一般在 0.1~0.15min 之间, 当运距超过 50m 时, 推土机以掉头返回为宜, 此时 t_3 取 0.5min。

8.5.3 推土机数量计算

$$N = \frac{V_c}{Q} K_1 \quad (1-8-17)$$

式中 N ——推土机数量, 台;

V_c ——每班推岩量, m^3 (实方);

Q ——推土机台班生产能力, m^3 (实方);

K_1 ——设备检修系数, 取 1.2~1.25。

为露天采场工作面平整, 配合挖掘机作转堆, 作牵引工具进行短距离拖运, 残留矿石的集堆等工作时, 采场推土机数量可按采场挖掘机和钻机总和的 50% 配备。挖掘机斗容与选用的推土机的关系如下:

挖掘机斗容	推土机功率
1~2.0 m^3	75~90kW
4.0~4.6 m^3	135~165kW

保养和修理周期表 (工作小时)

表 1-8-28

设 备	60~90 kW 履带推土机	135~165 kW 履带推土机
一 保	80	60
二 保	240	250
三 保	1200	600
四 保	—	1000
中 修	2400	2400
大 修	4800	4800

保养与修理占用工期表

表 1-8-29

设 备	60~90 kW 履带推土机	135~165 kW 履带推土机
各级保养 (班)	一 保	0.5
	二 保	2
	三 保	3
	四 保	4
修理 (d)	中 修	30
	大 修	45

7.6~11.5m³ 240~308kW

8.5.4 推土机检修 (表1-8-28及表1-8-29)

8.5.5 劳动定员与材料消耗

(1) 每台推土机每班配备一人。

(2) 材料消耗见表1-8-30。

推土机台年材料消耗

表 1-8-30

材料名称	T-80	T-100	TY-120	TY-180	TY-240	TY-320
柴油 (kg)	14400	18000	21600	32400	43200	57600
机油 (kg)	720	900	1020	1620	2160	2880
洗油 (kg)	90	90	90	90	90	90
透平油 (kg)	96	120	160	150	150	150
黄干油 (kg)	80	100	115	216	288	384
擦拭材料 (kg)	6	6	6	6	8	8

注: 推土机年工作300天, 每天一班, 每班4小时

8.6 铲运机作业

8.6.1 概 述

铲运机在露天矿中主要用作表土、煤和松软物料的采掘、排弃, 并可作复土回填工作, 铲运机可作为主要采掘设备和辅助设备。

铲运机的适用条件:

(1) 可直接挖掘松散土岩, 对较致密的土岩需用机械犁预先松动。

(2) 土壤湿度不超过10~15%, 土壤中不含巨砾石。

(3) 斗容为6~10m³铲运机的运距不大于500~600m,

斗容为15m³铲运机的运距不大于1000m,

斗容>15m³铲运机的运距可达1500m。

(4) 作业区的纵向坡度因牵引方式而不同, 在用拖拉机牵引的铲运机时:

空载上坡不大于13°, 下坡不大于22°。

重载上坡不大于10°, 下坡不大于15°。

自行式铲运机:

上坡时不大于9°, 下坡时不大于15°。

铲运机的优点:

(1) 机动性好, 可以开采分散的矿体。

(2) 铲运机以平铲法取土, 不仅能开采厚的矿层, 对薄的水平或缓倾斜矿层均能适应。能剔除缓倾斜夹层, 可按品级分采分运。

(3) 铲运机具有采、装、运功能, 设备简单。条件合适时, 生产成本低, 劳动生产率高。

- (4) 对运输道路要求不高, 并能在斜坡上作业。
 (5) 可以将剥离与复土造田结合起来, 无须增加过多费用。
 缺点: (1) 作业有效性受气候影响较大, 雨季和寒冷季节工作效率低。
 (2) 只能挖松较的不夹杂砾石和含水不大的土岩。
 (3) 经济合理的运距有限。

8.6.2 铲运机设备选型

根据土壤性质和使用条件选型。铲运粘土和过湿的土壤时, 宜选用强制卸土的铲运机。松散的砂质土及比较干燥的土壤, 可选用自由卸土的铲运机。

拖拉式铲运机应与推土机统一选型。自行式铲运机的铲运斗为单轴半拖式, 与单轴的牵引车形成一个整体, 并且前后轴均装置轮胎, 行驶速度较拖拉式高, 机动性好, 适于在距离较长的土方转移工程中使用。

当铲挖较致密的土壤时, 为了提高铲运机的生产能力, 需采用轮式拖拉机助推, 一台助推的轮式拖拉机可服务3~4台铲运机。

8.6.3 生产能力确定及设备数量计算

8.6.3.1 铲运机的台班生产能力

$$Q_c = 480 \frac{q K_H K_P K_B}{T} \quad (1-8-18)$$

式中 Q_c ——铲运机台班生产能力, m^3 ;
 q ——铲运机的铲斗容积, m^3 ;
 K_H ——铲斗装满系数, 它取决于土壤类别及铲取方式。见表1-8-31;
 K_P ——土壤的松散系数, 见表1-8-31;
 K_B ——工作时间利用系数, 两班工作时取0.85, 三班工作时取0.7;
 T ——一个工作循环需要的时间, min;

$$T = \frac{L_1}{V_1} + \frac{L_2}{V_2} + \frac{L_3}{V_3} + \frac{L_4}{V_4} + t_1 + 2t_2$$

L_1 和 V_1 ——铲取路程 (m) 和速度, m/min;
 L_2 和 V_2 ——运土路程 (m) 和速度, m/min;
 L_3 和 V_3 ——卸土路程 (m) 和速度, m/min;
 L_4 和 V_4 ——回驶路程 (m) 和速度, m/min;
 t_1 ——每一循环中换档时间, 约0.17min;
 t_2 ——在两端转向所耗时间, 约1min。

8.6.3.2 年生产能力计算

$$Q_a = Q_c n \quad (1-8-19)$$

式中 Q_a ——铲运机台年生产能力, m^3/a ;
 Q_c ——铲运机台班生产能力, $m^3/台班$;
 n ——年工作班数, 班/a。

铲运机作业的装满系数及松散系数

表 1-8-31

土 壤 类 别	原土容重 (t/m ³)	不同作业坡度的装满系数 K_H			松散系数 K_P
		-10%	0	+5%	
干 砂	1.5—1.6	0.6	0.65	0.7	1.1
湿砂 (湿度为12~15%)	1.6—1.7	0.75	0.9	0.9	1.15—1.2
砂土和粘性土 (湿度4~6%)	1.6—1.8	1.2	1.1	—	1.2—1.4
干 粘 土	1.7—1.8	1.1	1.0	—	1.2—1.3

8.6.3.3 铲台机台数计算

$$N = \frac{A}{Q_a} \quad (1-8-20)$$

式中 N ——铲运机台数, 台;

A ——年物料装运量, m³/a;

Q_a ——铲运机台年生产能力, m³/a。

表1-8-32为601矿铲运机生产定额。表1-8-33为C₆-6型铲运机行驶速度。

601矿铲运机生产定额 (m³/台班)

表 1-8-32

设 备 名 称	运 输 距 离 (m)												
	50	100	150	200	250	300	350	400	450	500	550	600	650
东方红—75型C ₆ -3型铲运机 (铲斗容积3m ³)	206	154	108	120	110	90	70	62	56	50	46	44	40
红旗—100型C ₆ -6型铲运机 (铲斗容积6~8m ³)	334	300	270	240	210	180	138	120	115	110	105	100	95

注: 土壤为I、II级

铲运机设备检修 (表1-8-34及表1-8-35)。

8.6.4 劳动定员及材料消耗

履带式拖拉机与拖式铲运机相配合, 每台设备配两人。

红旗100拖拉机牵引C₆-6型铲运机的行驶速度

表 1-8-33

运行方式	地面土壤类别	在不同坡度上行驶的速度 (m/min)						
		-5%	0	5%	10%	15%	20%	25%
空车运行	散砂, 堆积土	—	26	26	26	26	26	1
	粘质砂土, 种植土	—	45	45	28	28	28	28
	砂质粘土, 黄土	—	67	67	51	51	32	32
	粘土, 压实填筑土	—	100	100	70	54	54	33.7
	坚硬重质粘土	—	100	100	70	54	54	54
重载运行	散砂, 堆积土	26	26	26	—	—	—	—
	粘质砂土, 种植土	45	45	28	28	—	—	—
	砂质粘土, 黄土	67	67	51	32	32	32	—
	粘土, 压实填筑土	100	70	54	54	33.7	33.7	—
	坚硬重质粘土	100	100	70	54	33.7	33.7	33.7

注: 本表摘自《水泥矿山手册》。

保养和修理周期表 (工作小时)

表 1-8-34

设	备	铲	运	机
一	保		200	
二	保		600	
三	保		1200	
中	保		2400	
大	保		4800	

保养与修理占用工期表

表 1-8-35

设	备	铲	运	机
各 级 保 养	一 保		0.5	
(班)	二 保		2	
	三 保		8	
修 理	中 保		30	
(d)	大 保		45	

自行式铲运机每台设备配一人。

铲运机台班柴油消耗见表1-8-36。

铲运机台班柴油消耗

表 1-8-36

机 械 名 称	型 格	柴 油 (kg)
履带式拖拉机	40~56 kW	33
履带式拖拉机	60~75 kW	49
履带式拖拉机	83~105 kW	70
自行式铲运机	6~8m ³	49
自行式铲运机	9~11m ³	75

8.7 机械犁-推土机作业

8.7.1 适 用 条 件

机械犁-推土机开采法适于软的和中硬的、裂隙较多的岩土和有用矿物, 坚硬的矿岩用机械犁疏松时, 工作效率很低, 不宜使用, 对 $f = 7 \sim 8$ 的岩石, 有很强烈的裂隙才能使用, 对 $f = 4 \sim 8$ 的岩石, 有中等裂隙及强烈裂隙才能使用, 对 $f = 1 \sim 3$ 的岩石, 无论有无裂隙均可使用。

用机械犁疏松冻土时, 气温不宜低于 $7 \sim 10^{\circ}\text{C}$, 冻土层厚不宜超过 $50 \sim 60\text{cm}$ 。

8.7.2 作 业 方 式

用机械犁平行犁岩时, 岩体破坏成梯形沟, 如图1-8-1所示, 对整体性岩体, 沟下部小槽的宽度 b 与犁齿的宽度 b_1 相等, 有效松散深度 h_2 小于犁齿深度 h_1 。对有裂隙的岩体, 小槽宽度 b 大于犁齿的宽度 b_1 。

机械犁-推土机机组平行犁松岩体,称为平行法,见图1-8-2中的a;若岩体不易犁松或碎裂后的粒度不符合要求时,需用横向犁一遍,称为交叉法,见图1-8-2中的b。

若用单向犁岩,即犁齿收起后空程退回,称为穿梭式单向犁岩。见图1-8-2中的c。

若用双向犁岩,即设备掉头后即进行犁岩,没有空程退回,称为掉头式双向犁岩,如图1-8-2中的d。

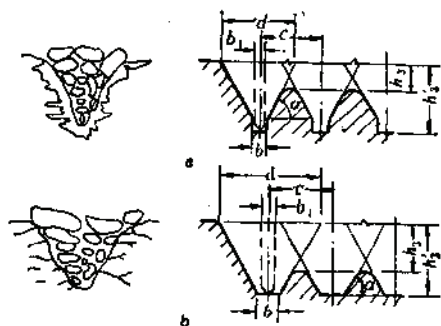


图 1-8-1 机械犁平行犁岩时岩体破坏的横断面图
a—整体性的岩体; b—有裂隙的岩体

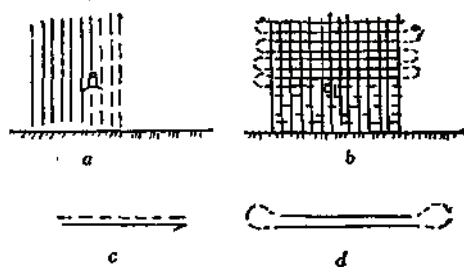


图 1-8-2 机械犁松散岩体的行走方式
a—平行法; b—交叉法; c—穿梭式单向犁岩;
d—掉头式双向犁岩

机械犁推土机疏松岩土比爆破法疏松岩土有下述优点:

- (1) 可避免爆破引起的各品级矿层及矿岩的混杂现象,减少矿石的贫化和损失;
- (2) 岩土疏松的费用可减少30~50%;
- (3) 生产较安全;
- (4) 没有爆破工作,生产不中断,劳动生产率高,对环境保护有利。

采用机械犁作业时,通常有下述三种作业方式。

(1) 机械犁用水平分层工作法,疏松的矿岩用推土机或前装机集拢或推到装车平台上,用挖掘机或前装机装入运输设备。

(2) 机械犁用倾斜分层工作法,倾斜的角度为 $10^{\circ} \sim 20^{\circ}$,疏松的矿岩用推土机运到装运设施上。

(3) 用机械犁疏松矿岩,然后用铲运机装、运疏松的矿岩。

根据矿岩的硬度及所需的疏松程度可采用平行法犁松和交叉法犁松两种。裂隙较发育时采用平行法犁松;矿岩较硬、裂隙较小、疏松程度要求较高时,应采用交叉法犁松。

8.7.3 设备选型及生产能力计算

8.7.3.1 设备选型

机械犁通常采用液压操作,机械犁联在推土机后部,构成机械犁-推土机机组。按推土机发动机的功率区分,可分三种机械犁:

推土机机组,发动机的功率在75kW以下者为轻型机组,功率在75~150kW者为中型机组,功率在150kW以上者为重型机组。在岩石中一般使用中型和重型机组。

机械犁按犁齿切入角能否调整,可分为固定式和可调式两种。在岩石中作业应选用切入角可调的犁齿。

8.7.3.2 犁岩深度

平行犁岩时, 松散层的有效深度可按式计算:

$$h = \frac{1}{K_2} \left[K_1 h' - \frac{\lg \varphi}{2} (c - b) \right] \quad (1-8-21)$$

式中 h ——松散层的有效深度, m;

c ——犁沟的行距, m;

b ——犁沟的底宽, m;

h' ——犁齿的切入深度, m;

K_1 ——系数, 见表1-8-38;

K_2 ——系数, 见表1-8-38;

φ ——犁沟的边坡角, ($^\circ$)。

交叉犁岩时, $h = h'$

8.7.3.3 生产能力

机械犁松散岩体的能力取决于犁岩时的行走方式。

1. 平行犁岩 (掉头式运行)

$$Q_1 = \frac{3600hC\eta}{\frac{1}{V} + \frac{T}{L}} \quad (1-8-22)$$

2. 交叉犁岩 (掉头式运行)

$$Q_2 = \frac{3600h\eta}{\frac{1}{V} \left(\frac{1}{C} + \frac{1}{C_1} \right) + T \left(\frac{1}{CL} + \frac{1}{C'L'} \right)} \quad (1-8-23)$$

式中 Q_1 ——平行犁岩时犁松效率, m^3/h ;

Q_2 ——交叉犁岩时犁松效率, m^3/h ;

C ——平行犁沟的行距, m;

η ——机械犁工作时间利用系数

$$\eta = 0.7 \sim 0.8;$$

V ——机械犁平均工作速度, m/s, $V = (0.7 \sim 0.9)V_1$;

V_1 ——拖拉机的头档速度, m/s;

T ——每个循环中非有效作业时间, s,

$$T = t_1 + t_2 + t_3;$$

t_1 ——犁齿切入岩体耗时, 3~5 s;

t_2 ——犁齿抽出岩体耗时, 1~3 s;

不同裂隙度的 K_1 及 K_2 值

表 1-8-37

岩体的裂隙度	K_1	K_2	槽宽 b
弱裂隙度的岩石	0.75—0.9	0.95—1.0	(1.5—2.0) b_1
中等裂隙度的岩石	0.9—1.0	0.90—0.95	(2.0—3.5) b_1
强裂隙度的岩石	1.0	0.8—0.9	(3.5—6.0) b_1

t_s ——换挡, 调整耗时, s,

L ——平行犁犁岩距离, m,

C' ——交叉犁沟的行距, m,

L' ——交叉犁犁岩距离, m。

第九章 剥离物的排弃

责任编辑单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

编写人 甘作林 朱士良 谢振瑶

9.1 概 述

9.1.1 剥离物排弃的重要性的工作组织

露天矿的剥离物一般包括腐植表土、风化岩土、坚硬岩石以及混合岩土。有时也包括需要回收和不回收的表外矿、贫矿等。剥离物的排弃是露天矿生产工序的重要组成部分。剥离物的排弃场一般占全矿用地面积的39~55%，为露天采场的2~3倍。排弃场可能破坏当地的自然景色和生态平衡，污染周围环境。更重要的是剥离物排弃工作不落实或设计不合理，会直接影响矿山设计能力的完成，因此，必须做好剥离物的排弃设计和生产管理维护。

剥离物的排弃工作组织见图1-9-1。

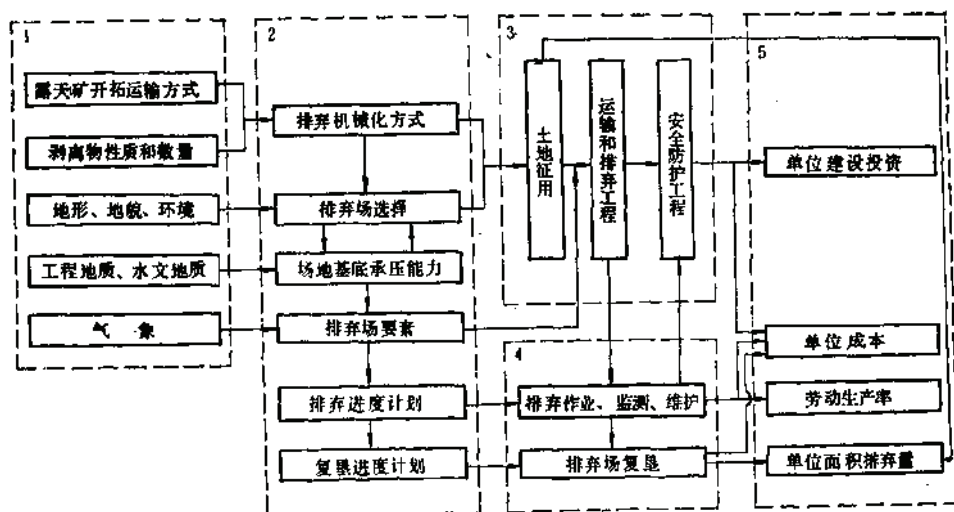


图 1-9-1 剥离物排弃工作组织略图

1—原始资料，2—规划设计，3—工程建设，4—排弃作业，5—技术经济指标

9.1.2 剥离物排弃设计的基本原则

(1) 根据矿床特征和矿区经济条件，认真研究剥离物的综合利用，按照剥离物的类别和用途，分别提出临时堆存、加工处理、回收利用和排弃等具体要求。

(2) 剥离物的排弃设计，要与采矿场设计密切配合，相互协调，使其具有顺畅的运

输系统,可靠的转排设备,足够的场地容积和工作线、工作面以及相应的安全设施,并有必要的备用能力。

(3) 综合各种因素进行多方案比较,确定排弃场场地、布设方式、排弃工艺、转排设备及其主要参数。这些因素包括:

露天矿开拓运输方式和开采程序;

剥离物的物理力学性质,综合利用要求,各类剥离物的排弃量和临时堆存量;

地形、地貌和环境状况;

工程地质和水文地质条件;

气象特征;

需征用土地的数量和质量、复垦方式等。

(4) 提高土地的利用率,在不影响排弃作业的前提下,尽早创造复垦条件。

剥离物排弃场分类表

表 1-9-1

分类标志	排弃场类型	特 征	适 用 条 件
设置 地点	内部排弃场	在露天采场境界内,不另征用土地,岩土运距短	一般多用于开采缓倾斜矿床,多矿体矿山合理安排开采顺序时,可实现部分内部排弃
	外部排弃场	在露天采场境界外,需占用大量土地,岩土运输距离比内部排弃场远	用于无条件采用内部排弃场的矿山
场地 地形	平地排弃场	在较平缓的地面修筑较低的初始路堤,然后交替排弃,逐步达到要求标高	适用于地形平缓的地区
	山地排弃场	在斜坡上修筑初始路基,利用高差向坡下排弃	适用于地形起伏较大的地区
存在 时间	临时排弃场	堆存物将被二次搬运	用于有综合利用价值的岩土,充填材料及复垦用表土、腐植土的临时堆存,为减少近期运距而设置临时排弃场
	永久排弃场	堆存物不再搬运,改变原地形地貌,可适时复垦	排弃不再回收的岩土
分层 (阶段) 数量	单层(阶段) 排 弃 场	在同一场地单层排弃,有利于尽早复垦	通常用于地形高差大、采场同时工作阶段数较少、排弃量不大及需要大面积填土补充的排弃场
	多层(阶段) 排 弃 场	在同一场地有二层以上同时排弃,能充分利用空间	采场同时工作阶段数较多、需充分利用排弃场空间时
运输 方式	铁路排弃场	准轨或窄轨铁路运输,一般采用挖掘机、排土犁、推土机转排,岩土力学性质差、和高阶段排弃场、采用装载机或铲运机转排	用于铁路开拓的矿山或经铁路转运剥离物的矿山
	汽车排弃场	汽车运输、推土机排弃。排弃工艺较简单	用于汽车开拓或汽车辅助剥离的矿山
	胶带机排弃场	胶带机运输,排土机转排	用于连续或半连续运输开拓的矿山或提高排弃场的排弃标高的矿山
	水力排弃场	水力剥离自流或压力管道输送排放	松散剥离物,水力开采的矿山
	人 造 山	卷扬机或架空索道运输	窄轨运输剥离物的小型露天矿或地下开采矿山

(5) 防止对环境的不良影响, 尽可能保护自然景观。

9.1.3 剥离物排弃场的分类

剥离物排弃场可根据多项特征分类, 见表1-9-1。

9.2 剥离物排弃场的选择和设计要素的确定

9.2.1 选择剥离物排弃场的基本要求

(1) 尽量采用内部堆场, 有条件时可论证二次转排的技术经济合理性, 积极采用内部临时排弃场。

(2) 不占良田、少占耕地, 避免迁移村庄, 有利于被征用土地的复垦。

(3) 场地地形横坡一般宜在 24° 以内。要求工程地质较好, 无大量不良地质现象; 水文地质较简单。

(4) 尽可能靠近露天采场, 并在剥离区重点一侧, 以利缩短剥离物运距。场地标高宜稍低于对应的剥离阶段标高, 使其能重车下运。

(5) 排弃场场地应位于工业场地、居住区等设施的最小风侧和生活水源的下游。

(6) 一般不在工业场地、居住区、交通干线、主要输电和通讯线路、水坝、大片良田的上方布置排弃场。如确需布置时, 必须具备下列论证依据之一:

排弃场的防护工程足以保证下方设施安全;

搬迁或改建下方设施, 不仅技术上可行而且经济上合理。

(7) 有用矿物或腐植土等临时排弃场要便于回收装运。

(8) 有利于设置酸性水、泥石流的处理和防护设施。

9.2.2 剥离物排弃场的设计要素

剥离物排弃场的设计要素见表1-9-2及图1-9-2。

剥离物排弃场设计要素

表 1-9-2

序 号	要素名称	符 号	排 弃 场 类 型	
			单 阶 段	多 阶 段
1	地基坡度($^\circ$)	θ	θ_1, θ_2	θ_1, θ_2
2	阶段数(层)	N	$N=1$	N
3	阶段高度(m)	h_n	h_1	$h_1, h_2, \dots$
4	总高度(m)	H	$H=h_1$	$H=h_1+(N-1)h_2$
5	安全平台宽(m)	b_1	$b_1=0$	b_1
6	阶段边坡角($^\circ$)	α_n	α_1	$\alpha_1, \alpha_2, \dots$
7	总边坡角($^\circ$)	α	$\alpha=\alpha_1$	α
8	占地面积(m^2)	S	S	S
9	总容积(m^3)	V		

9.2.2.1 地基坡度

排弃场的地基坡度决定于所选择场地的地形状况。在同一场地内, 甚至在同一横断面

上,地基坡度往往是变化的,不是固定的常数。

地基坡度对排弃场的稳定性关系很大,排弃场的地基坡度宜在 24° 以内;当地基坡度大于 26° 时,必须进行必要的稳定验证,并采取相应的措施,以保证排弃场的整体稳定,这种地基坡度下的高阶段排弃场,更应特别慎重。

9.2.2.2 阶段高度和总高度

阶段高度是指阶段眉线至坡底间的垂直高度,各阶段高度的和为排弃场的总高度。

决定排弃场的阶段高度的主要依据是剥离物的物理力学性质、排弃机械化方式、排弃场基底承压能力和地区气候特征。表1-9-3所列值是在排弃场基底稳定、生产管理正常和一般气象条件下,各类剥离物在不同运排方式时排弃高度的参考值。

条件较好、防护设施可靠时,经过技术经济论证,阶段高度可大于表1-9-3所列数值。

排弃场阶段高度参考值表

表 1-9-3

剥离物类别	排 弃 场 阶 段 高 度(m)			
	铁 路 运 输			汽 车 运 输
	推土机转排	排土犁排弃	挖掘机转排	推土机转排
坚硬块石	40~50	20~30	40~50	<200
混合岩土	30~40	15~20	30~40	<100
松散硬质粘土	15~20	10~15	15~20	15~30
松散软质粘土	12~15	10~12	12~15	12~15
砂质土		7~10	10~15	

注:本表引自《冶金矿山设计参考资料》,《总图运输设计资料汇编》。

排弃场地质条件较差、剥离物的力学性质不好的多雨地区,阶段高度应小于表1-9-3。

9.2.2.3 平台宽度

多阶段排弃场工作平台最小宽度,取决于上一阶段的高度、运排机械和运输线路布置等条件,见图1-9-3。

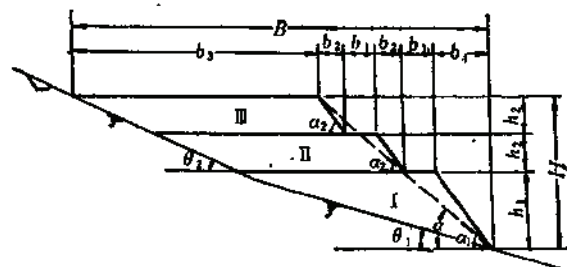


图 1-9-2 排弃场设计要素图

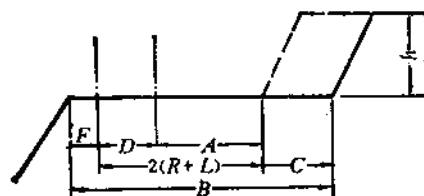


图 1-9-3 工作平台最小宽度图

铁路运输:

$$B = A + C + D + F \quad (1-9-1)$$

汽车运输:

$$B = C + 2(R + L) + F \quad (1-9-2)$$

(当上下阶段汽车卸车点不互相干扰时,公式(1-9-2)中的C值为零)。

式中 B ——工作平台最小宽度, m;

A ——上一阶段坡底至本平台内侧第一条铁路中心线的安全距离, m; 设摩电杆到铁路中心线的距离为 l , 则 $A \geq E + l$;

E ——大块岩石滚落距离, m (见表1-9-4);

l ——摩电杆至铁路中心线距离, m;

C ——超前上阶段的宽度, m (见表1-9-5);

D ——当为双线平台时, 两铁路中心线间距, m;

F ——铁路运输时, 为外侧线路中心至平台眉线的最小距离; 汽车运输时为安全土堆宽度, m (见表1-9-6);

R ——汽车回转半径, m;

L ——汽车长度, m。

各种排弃工艺的最小平台宽度见表1-9-7。

大块滚落距离E值表

表 1-9-4

阶段高度 (m)	10	12	16	20	25	30	40
大块滚落距离 (m)	15	16	18	20	22	24	27

超前宽度C值表

表 1-9-5

转排方式	C 值 (m)	备 注
排土犁	8~12	不小于五次移道步距
挖掘机	18~24	不小于一次移道步距

平台外缘宽度F值表

表 1-9-6

铁路运输	轨 距 (mm)			
	1435	900	762	600
F值 (m)	1.7	0.95	0.85	0.7
汽车运输	汽 车 载 重 吨 位 (t)			
	4.5~20	27~68	100~154	
F值 (m)	2.0~2.3	2.5~3.0	3.7~4.0	

9.2.2.4 边帮角

排弃场的边帮角一般接近或小于岩土的自然安息角, 见表1-9-8。不同运输方式的剥离物排弃场边帮角无明显区别。海南铁矿第六排弃场(铁路运输)实测边帮角(坡顶与坡脚连线)为 $32^{\circ} \sim 35^{\circ}$, 大石河铁矿排弃场(汽车运输)三个断面实测资料的边帮角为 $34^{\circ} \sim 37^{\circ}$ 。

9.2.3 排弃场容积

设计需要的排弃场容积:

工作平台最小宽度表 (m)

表 1-9-7

排 弃 工 艺		阶 段 高 度 (m)		
		10~15	20~25	30~40
铁路运输 (准轨)	排土犁排弃	31~33	36~38	40~43
	挖掘机转排	50~52	55~57	59~62
	装载机转排	40		
汽车轴距<4m	推土机转排	40		
汽车轴距4~5.44m		53		
铁路运输 (窄轨)	铁路卸车平台	8~10		
	推土机平台	10~12		

注：表内准轨铁路运输的平台宽度按单线考虑，当双线时需增加6.5m。

岩土自然安息角参考值

表 1-9-8

岩 土 类 别	岩 土 安 息 角 (°)		
	最 大	最 小	平 均
砂质片岩(角砾、碎石)与砂粘土	42	25	35
砂岩(角砾、碎石、块石)	40	26	32
片岩(角砾、碎石)与砂粘土	43	36	38
片 岩	43	29	38
石灰岩(碎石)与砂粘土	45	27	34
花岗岩			37
石灰质砂岩			34.5
致密石灰岩			36.5~32
片麻岩			34
云母片岩			30

$$V = K_1 \frac{V_1 K_2}{1 + K_3} \quad (1-9-3)$$

式中 V ——需要的排弃场容积, m^3 ;
 V_1 ——计划在排弃场排弃的剥离量, m^3 ;
 K_1 ——富余系数, 一般 $K_1 = 1.02 \sim 1.05$;
 K_2 ——岩土松散系数, 一般 $K_2 = 1.3 \sim 1.6$;
 K_3 ——岩土下沉系数, 见表1-9-9。

岩 土 下 沉 系 数 K_3

表 1-9-9

岩土类别	K_3	岩土类别	K_3
硬 岩	0.05~0.07	亚粘土	0.18~0.21
软 岩	0.10~0.12	泥灰岩	0.21~0.25
砂和砾石	0.09~0.13	硬粘土	0.24~0.25

9.2.4 剥离物排弃场主要参数实例

我国部分露天矿的剥离物排弃场主要参数见表1-9-10。

我国部分露天矿剥离物排弃场主要参数表

表 1-9-10

矿山名称	剥离岩土类别	地基坡度 (°)	台阶数 (个)	排弃场高度 (m)		边坡角 (°)	
				阶段高	总高度	阶段	总边坡
南芬铁矿	石英片岩, 混合岩, 绿泥角闪岩	22~30		80~180	106~295	31~35	20~28
兰尖铁矿	辉长岩, 大理岩	34~32		15	180~200	35	35~36
大石河铁矿	混合片麻岩	36~60	1	90~105	30~105	34~37	34~37
峨口铁矿	云母石英片岩, 绿泥角闪片岩	27~39	1	60~120	60~120	40	40
石人沟铁矿	片麻岩	28~30	1	40~74	40~74	37.7	37.7
潘洛铁矿	石英片岩, 凝灰岩, 砂卡岩, 砂岩	33~45	1	200	200	32~35	32~35
大宝山多金属矿	页岩, 砾岩	30~50	1		280~440		
永平铜矿	混合岩	28~33	3	24~36	144~180	38	33
石炭铜矿	石英闪长岩, 黄泥	2~28	4	10~30	45~55	25~30	
金堆城钼矿	安山岩		1	35~90	35~90	34~36	34~36
白银厂铜矿	角闪凝灰岩, 片岩	30~50		6~15	30~80	37~40	
眼前山铁矿	千枚岩, 混合岩	15~25	3	20~25	78	34	24.5
齐大山铁矿	千枚岩, 混合岩, 闪长岩		3	14~30	60	38~43	25~35
大孤山铁矿	绿泥石英片岩, 千枚岩, 混合岩	50	3	15~25 10~15 (排土犁)	67	35~37	32
东鞍山铁矿	千枚岩, 混合岩		3	15~20	45~50	36	33
弓长岭铁矿	角闪片岩, 混合岩	20~40	2	50~70	90~130	38~42	
歪头山铁矿	角闪片岩, 石英岩	10~15	2	20~34	64	34	
甘井子石灰石矿	石灰岩, 页岩	30~55	1	15~16	20	38	30
大冶铁矿	闪长岩, 大理岩			12~20	70~110	35~42	28~35
朱家包包铁矿	辉长岩, 大理岩	25~45	4	40	168		28~37
白云鄂博铁矿	白云岩, 霞石岩, 板岩, 云母岩	20~17	2	15~30	35~45	43	30~36
水厂铁矿	片麻岩, 花岗岩	15~30	2	35~80	115		36~40
海南铁矿	透闪石灰岩, 绢云母片岩, 白云质结晶灰岩	28~43	1	30~40 最大90~110	40~130	36~38	36~38
南山铁矿	闪长岩, 安山岩, 石英砂岩	5~10	3	15	80	31~40	10~17

注: 本表引自“露天矿排土场技术调查报告”。

9.3 剥离物的排弃工艺设计

9.3.1 小型机具排弃

9.3.1.1 技术特征

小型机具排弃工艺一般仅适用于窄轨铁路运输且剥离量很少的小型矿山。采用机车牵引小型翻斗矿车, 或自溜运输, 人力或曲轨卸车架翻车, 手工机具整平和移道, 或简易排土犁整平, 简易吊车移道。排弃场内线路呈放射形或环形布置, 一般同时作业阶段只有一个。当排弃以土类为主的混合剥离物时, 阶段高度可达30~50m, 当排弃以岩石为主的混合剥离物时可达60~100m。

9.3.1.2 劳动生产率

小型机具排弃剥离物的劳动生产率参考指标见表1-9-11。

劳动生产率参考指标

表 1-9-11

剥离物类别	砂 质 岩 土	粘土质岩石, 松软岩石	硬 岩
每工劳动生产率 (m ³)	50	40	30

注: (1) 表内指标以松方计;

(2) 作业内容包括辅助卸载、清底、复位, 整平场地及处理机车矿车掉道等;

(3) 移道工作一般以排弃场管理工人为主。

9.3.1.3 矿山实例

几个矿山小型机具排弃工艺见表1-9-12。

小型机具排弃工艺实例表

表 1-9-12

矿山名称	机车重量 (t)	矿车容积 (m ³)	轨 距 (mm)	管理定员 (人/班)	每条线路能力 (× 10 ⁴ t/a)	阶段高度 (m)
乌龙泉石灰石矿(前期)	10	3.5	900	3~4	30~40	
海南铁矿(上部)	14	3.5	762	2~3		80~100
牛首山铁矿	3	0.5	600		10~20	70~100
玉泉岭铁矿	7	0.6	600	4~5		
金岭铁矿	7	1.1	600	4~5	35	

注: 表内实例有的矿山已更换设备和改变排弃方式, 或已开采结束。

9.3.2 排土犁排弃

9.3.2.1 技术特征

排土犁排弃剥离物的特点是工艺简单, 设备投资少。排土犁在准轨铁路运输的矿山被普遍采用, 或作为某些矿山的辅助排弃设备。但受设备排弃宽度所限, 线路移设频繁, 降低了线路利用率。线路的排弃能力小, 阶段高度一般较低。

当采用排土犁排弃工艺时, 一般采用移道机移设线路。

9.3.2.2 排弃线数量

1. 排弃线的运输和排弃能力

1) 在藉排弃线运输和排弃能力计算

$$V = \frac{1440K_1K_2nqT}{(t_1+t_2+t_3)K_3} \quad (1-9-4)$$

$$t_1 = \frac{2L}{V} \times 60 + \tau$$

式中 V ——在藉排弃线每条排弃能力(实方), m^3/a ;

K_1 ——排弃线作业时间利用系数, 一般 $K_1=0.75\sim0.8$;

K_2 ——排土犁作业和线路移设影响系数, $K_2=0.5\sim0.55$;

n ——每列车的矿车辆数;

q ——矿车的装载量, m^3 ;

T ——年工作日, d ;

t_1 ——列车入换时间, min ;

V ——平均运行速度, 一般为 $10km/h$;

L ——列车从入换点至排弃线有效卸车段中点的距离, km;

τ ——间隔时间, 电话联系时, $\tau = 3.5 \sim 5 \text{ min}$;

t_2 ——列车卸车时间, min。

(排土犁排弃、装载机推土机转排时 $t_2 = n$; 挖掘机转排时, $t_2 = (1.5 \sim 2) \times n$);

t_3 ——等待时间累计, 一般为 $10 \sim 15 \text{ min}$;

K_3 ——岩土松散系数。

2) 在册排弃线运输和排弃能力综合指标

当阶段高为 $10 \sim 15 \text{ m}$ 、线长为 $0.5 \sim 1.0 \text{ km}$ 时, 每条在册排弃线的综合指标为 $100 \text{ 万} \sim 140 \text{ 万 t/a}$ 。

2. 排弃线数量

$$N = \frac{W}{V} \quad (1-9-5)$$

式中 N ——在册排弃线条数;

W ——年剥离物排弃量 (实方), m^3/a ;

V ——每条在册排弃线排弃能力, m^3/a 。

3. 矿山实际能力

部分矿山排弃线实际能力见表 1-9-13。

部分金属矿山每条排弃线实际能力

表 1-9-13

矿 山 名 称	阶段高(m)	线长 (km)	实际能力(10^4 t/a)
综合资料	10~15	0.5~1.0	100~140
大孤山铁矿	10~20	0.5~1.0	110~150
眼前山铁矿	20~25		50~80
齐大山铁矿	10~30		140
四山铁矿			150

注: 本表引自《露天矿排土场技术调查报告》。

9.3.2.3 设备数量

(1) 排土犁配备数量参见表 1-9-14。

排土犁配备数量参考表

表 1-9-14

年总排弃量 (实方) (10^4 m^3)	<450	>450
配备数量 (台)	2	3

(2) 移道机配备数量参见表 1-9-15。

9.3.3 挖掘机转排

9.3.3.1 技术特征

挖掘机转排剥离物适用于铁路运输和年转排量大的矿山。挖掘机转排优点: 铁路移设

移道机配备数量参考表

表 1-9-15

用移道机移设排弃线数(条)	<7	>7
配备数量(台)	3	4

间隔时间长,线路稳定,设备安全可靠,线路时间利用率高,排弃线的年转排能力约为排土犁排弃的1.5倍,线路维护工作量小,堆置阶段较高。缺点:设备投资大,低阶段时其优点不能充分显示。因此,采用挖掘机转排工艺的矿山,一般也配备有排土犁。

9.3.3.2 挖掘机转排工艺

挖掘机行走方向一般有两种:

前进式:挖掘机从排弃线起点向终点方向转排,线路下沉量小,可减少维护工作。

后退式:挖掘机从排弃线终点向起点方向转排,转排和部分线路移设可同时作业,影响作业时间短,挖掘机作业率较高。

挖掘机的转排顺序有三种:

同步转排:挖掘机在同一步位转排上下两个分阶段。

分层转排:挖掘机先转排下分阶段,全线完成后,再转排上分阶段。

分段分层转排:将排弃线划分为若干段,在一段之后挖掘机按分层转排。

挖掘机转排工作面设计要素见图1-9-4。

以3~4m³挖掘机为例,设计要素如下:

A——挖掘机挖掘宽度,11~14m;

B——挖掘机卸载宽度,12.6m;

C——排弃线中心至外缘距离,1.7m;

H——排弃线轨面至挖掘机工作平台高差,5m;

L——卸载坑长度,(1.5~2)车辆长,m;

b——卸载坑宽度,约2.5m;

h——卸载坑深度,约1.5m;

Δh ——预留下沉量,约 $(1.06 \sim 1.2)H$,min;

H_0 ——阶段高度,m。

9.3.3.3 挖掘机转排能力

(1) 挖掘机转排的综合能力取决于挖掘机的生产能力和排弃线的运输能力。

挖掘机的生产能力与工艺布置、剥离物的类别和力学性质、阶段高度及排弃线长度、维护管理等有关。挖掘机转排工艺的排弃线长度一般宜大于700~800m。当剥离物块度较小,且力学性质较好,排弃线长度为1.5~2km以上以及维护管理较好时,挖掘机的生产

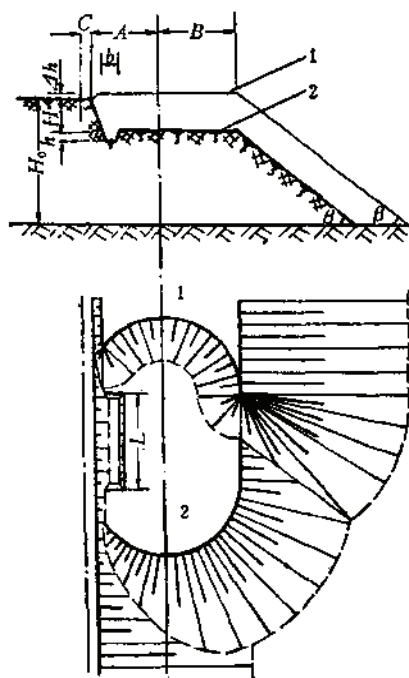


图 1-9-4 挖掘机转排设计要素图

1—上分阶段; 2—下分阶段

能力接近采场剥离同斗容挖掘机能力的两倍。

线路运输能力参照9.3.2.2中的公式(1-9-4)计算。

(2) 排弃线数量可按式计算:

$$N_1 = \frac{W}{V} \quad (1-9-6)$$

式中 N_1 ——需要的排弃线条数;

W ——年转排量(实方), m^3/a ;

V ——一条转排线路的综合生产能力, (实方), $m^3/(条 \cdot a)$ 。

在藉排弃线数量:

$$N_2 = N_1 K \quad (1-9-7)$$

式中 N_2 ——在藉排弃线数量;

K ——排弃线备用系数, 一般为1.1~1.2。

(3) 挖掘机数量一般同于排弃线条数, 即:

$$N_3 = N_1 \quad (1-9-8)$$

式中 N_3 ——挖掘机数量, 台。

(4) 部分矿山挖掘机转排能力见表1-9-16。

部分金属矿山挖掘机转排实际能力

表 1-9-16

矿山名称	阶段高 (m)	每条线路实际能力 ($\times 10^4 t/a$)	矿山名称	阶段高 (m)	每条线路实际能力 ($\times 10^4 t/a$)
综合资料	14~25	130~200	东鞍山铁矿	25~28	128
大孤山铁矿	15~30	170~220	弓长岭铁矿		150
眼前山铁矿	20~25	120~180	水厂铁矿	25~30	230~250
齐大山铁矿	10~30	230	凹山铁矿		200

注: 本表引自《露天矿排土场技术调查报告》。

9.3.3.4 移道及辅助设备

挖掘机转排剥离物的线路移设一般采用15 t 轨道吊车, 当移设步距超过两倍吊车的起重臂回转半径时, 则需采用平板车辆拆装, 重新铺设线路。此外, 需配备推土机或平地机平整场地。吊车及推土机配备数量见表1-9-17。

移道设备数量参考表

表 1-9-17

转排总剥离量 (实方) ($\times 10^4 m^3/a$)	≤ 500	500~1000	> 1000
吊车数量 台	1	2	3
推土机数量 台	1	2	3

9.3.4 推土机排弃

9.3.4.1 技术特征

推土机排弃剥离物工艺, 在采用汽车运输的矿山得到广泛应用。窄轨运输剥离物的矿山, 有时也采用这一工艺。

在汽车运输剥离物的矿山采用推土机排弃方式的特点是：工艺简单；基建工程量小；基建时间短；排弃阶段高；工人劳动强度低；生产率高；作业较安全；排弃成本低等。

9.3.4.2 推土机排弃工艺及设备数量

1. 汽车运输剥离物

1) 排弃工艺

汽车卸载后，推土机将遗留在工作平台的部分或全部剥离物推向阶段边帮。卸载地点，在确保安全的前提下，尽量靠近阶段边缘，以减少推土机的排弃量。汽车卸载地点与推土机的排弃量的相互关系参见表1-9-18。

剥离物遗留量表 表 1-9-18

汽车后轮中心距阶段边缘的距离(m)	1.0~1.5	1.5~2.0	2.0~3.0	>5
遗留量 (%)	5~10	15~20	30	100

排弃场的临时道路一般有两种布置型式：

放射型：临时道路为双车道、运输距离较短、路面维护工作量较大，适用于以岩石为主的大型排弃场。

环型：临时道路可为单车道，运输距离较长，汽车不会车，行车较安全，路面维护工作量较小，适用于以土质为主的多雨地区的堆场。

2) 设备数量

一般可选用履带式推土机，参见表1-9-19。推土机的生产率参见表1-9-20、表1-9-21。

推土机功率表 表 1-9-19

采场挖掘机斗容 (m³)	1	2	4	8	10	12
自卸汽车载重 (t)	7	20	27~45	68	100	154
推土机 (kW)	69~73.5		103~132	132~220		>220

推土机生产率表 表 1-9-20

型 号	功率 (kW)	生产率 (m³/h)	型 号	功率 (kW)	生产率 (m³/h)
D85A-18					
(直铲)	162	190	T-75	55	30
(角铲)	162	145	T-60	44	30
(U形铲)	162	200	T ₂ -100	73.5	45

注：1.表中生产能力为60m的推运距离。

2.本表摘自《山东推土机总厂产品一览表》。

推土机数量计算

$$N = \frac{VK_1}{QTK_2} \quad (1-9-9)$$

推土机生产率表

表 1-9-21

推运距离 (m)	推土机最小班产量 (m ³)		推运距离 (m)	推土机最小班产量 (m ³)	
	202 (kW)	233 (kW)		202 (kW)	233 (kW)
10	1100	2100	25	400	850
15	900	1750	30	300	650
20	600	1200			

注：本表引自《矿山设计通讯》1984年第6期

式中 N ——在籍推土机台数； V ——需用推土机的平均班排弃量 (松方)，m³/班； Q ——推土机台时生产率 (松方)，m³/h； T ——推土机每班工作时间，h； K_2 ——时间利用系数； K_1 ——设备检修系数， $K_1 = 1.2 \sim 1.25$ (或全矿统一考虑)。

当排弃场间相隔较远时，应按各排弃场的实际排弃量分别计算。

2. 窄轨铁路运输剥离物

1) 排弃工艺

推土机配合窄轨铁路运输剥离物时的排弃工艺，一般有两种形式，见图1-9-5。

斜向排弃：推土机效率较高，机械磨损较轻，靠铁路坡角的剥离物不能排弃。

弧形排弃：可以排弃全部卸载剥离物，推土机效率较低，机械磨损严重。

通常是两种形式结合使用。工作面设计要素见图1-9-6。

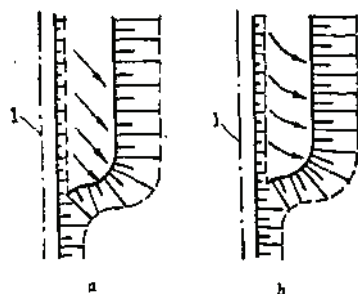


图 1-9-5 推土机转排工艺布置图

a—斜向排弃 b—弧形排弃 1—铁路中心线

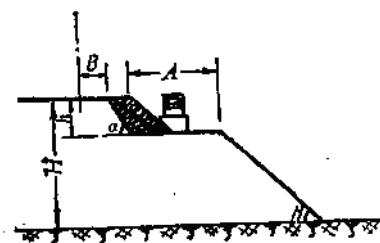


图 1-9-6 推土机转排设计要素图

图1-9-6中 A ——工作平台宽度，一般为6~8m； B ——铁路中心线至路基边缘距离，m；

$$B \geq \frac{l}{2} + 0.1$$

 l ——轨枕长度，m； h ——轨面至工作平台的高差，一般为1.2~1.5m；

H ——阶段高度, m;

α ——路基边坡角, ($^{\circ}$);

β ——剥离物安息角, ($^{\circ}$)。

2) 推土机排弃能力

推土机排弃的综合能力取决于推土机的生产能力和线路的运输能力, 设计时应尽量调整好工艺设计要素、选用匹配的推土机型号和数量, 改变线路长度和布置形式, 使两者的能力协调, 并使线路的运输能力适当大于推土机的生产能力。一般以推土机的生产能力作为一条排弃线路的综合能力。

推土机排弃能力参见表1-9-20及1-9-21。

线路的运输能力计算参见9.3.2.2公式(1-9-4)。

排弃线的综合能力(实方)一般为20万~30万 $\text{m}^3/\text{条}\cdot\text{a}$ 。

排弃线需要数量计算

$$N_1 = \frac{W}{V} \quad (1-9-10)$$

式中 N_1 ——排弃线需要条数;

W ——年排弃量(实方), m^3 ;

V ——一条排弃线的综合能力(实方), $\text{m}^3/\text{条}\cdot\text{a}$ 。

排弃线在籍数量

$$N_2 = N_1 K_1 \quad (1-9-11)$$

式中 N_2 ——排弃线在籍条数;

K_1 ——备用系数, $K_1 = 1.1 \sim 1.2$;

推土机在籍数量计算

$$N_3 = N_2 n K_2 \quad (1-9-12)$$

式中 N_3 ——推土机在籍数量, 台;

n ——一条排弃线配备推土机台数, 台;

K_2 ——推土机检修系数, 一般为1.2~1.25(或全矿统一考虑, 检修系数)。

9.3.5 前装机转排

9.3.5.1 技术特征

前装机具有装载、运输、平地等多种功能, 重量轻, 轴距短, 回转半径小, 操作灵活, 设备投资低(与挖掘机比较), 是铁路运输高阶段排弃场较好的转排设备。但前装机的轮胎消耗量较大, 设备结构复杂, 要求较高的检修能力。

9.3.5.2 转排工艺

前装机转排工艺见图1-9-7。其要点如下;

(1) 排弃线的最小有效长度不小于列车长;

(2) 正向铲装、正向卸载;

(3) 空载回程时平整场地, 清除落石;

(4) 铁路移设步距根据阶段高度、稳定条件及设备经济走行距离综合确定。

前装机转排工艺设计要素见图1-9-8。

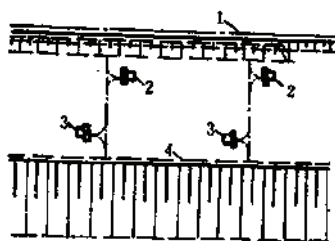


图 1-9-7 前装机转排工艺布置图

1—铁路中心线；2—前装机（重载）；
3—前装机（空载）；4—安全土挡

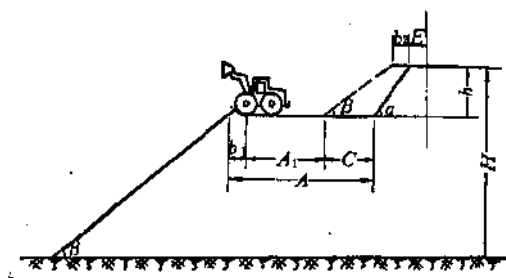


图 1-9-8 前装机转排设计要素图

图1-9-8中 $A = A_1 + C + b_1$

A ——工作平台最小宽度，m；

A_1 ——前装机作业最小宽度，m；

C ——剥离物锥体底宽，m。

$$C = \frac{h}{\tan \beta} - \frac{h}{\tan \alpha} + b_2$$

h ——轨面至工作平台的高差，一般6~8m。

β ——剥离物安息角，(°)；

α ——路堤边坡角，(°)；

b_2 ——剥离物锥体顶宽，一般为1.5~2.0m

b_1 ——安全土挡宽，高大于2/5轮径，顶宽0.5~1.0m

H ——阶段高度，m。

9.3.5.3 前装机转排能力

1. 前装机转排综合能力

前装机转排综合能力受前装机生产能力和线路运输能力两者的共同限制。设计时，一般以前装机的生产能力定为一条排弃线的综合能力。

(1) 前装机的生产能力

$$Q = \frac{60TVK_1K_2}{(t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5)K_3} \quad (1-9-13)$$

式中 Q ——前装机台班生产能力（实方）， m^3 ；

T ——班工作时间，h；

V ——铲斗容积， m^3 ；

K_1 ——时间利用系数，一般为0.75~0.85；

K_2 ——铲斗装载系数，见表1-9-22；

t_1 ——装载时间，一般为0.4~0.5min；

t_2 ——重载时调转时间，一般为0.1~0.2min；

t_3 ——空载时调转时间，一般为0.1~0.2min；

t_4 ——往返走行时间，min；

$$t_3 = \frac{120L}{V}$$

L ——走行距离, km;

V ——平均走行速度, 一般为6~8km/h;

t_4 ——卸载时间, 一般为0.1~0.3min;

K_3 ——剥离物松散系数。

装 载 系 数 表

表 1-9-22

剥离物类别	装 载 情 况	装 载 系 数
普通土	容 易	1.25~1.0
砂粘土、碎石	中等程度	1.0~0.75
硬质土、夹石	比较困难	0.75~0.65
卵石、砾石、大块石	困 难	0.65~0.55

以年工作300天、装载系数0.75, 按式(1-9-13)计算, 国产前装机的台年生产能力见表1-9-23。

前 装 机 生 产 能 力 表

表 1-9-23

运 距 (m)	前 装 机 年 生 产 能 力 (实方) (万m ³)				
	Z ₄ -2	Z ₄ -3.5	Z ₄ -3.5	Z ₄ -5B	ZL90
	1	1.5	1.7	2.7	5.0
20	9~11	14~17	15~20	25~30	45~55
40	7~9	10~13	12~15	18~23	35~45
60	5~7	8~10	9~12	14~18	25~3.5
80	4~6	7~9	8~10	12~15	20~30
100	3~5	6~7	7~9	10~13	15~25

注: 本表引自《露天矿排土》, 煤炭工业出版社。

Z₄-5B型前装机的实测生产能力见表1-9-24。

Z₄-5B型前装机实测能力

表 1-9-24

运 距 (m)	20	40	60	80
小时生产能力 (松方) (m ³)	240	160	120	95
台班生产能力 (松方) (m ³)	1200~1400	800~1000	600~700	500~600

注: 本表引自《海南铁矿装载机试验报告》。

2) 线路运输能力计算 (见9.3.2.2式(1-9-4))

2. 排弃线路数量

$$N_1 = \frac{W}{V} \quad (1-9-14)$$

式中 N_1 ——排弃线需要条数;

W ——年转排总量 (实方), m^3 ;

V ——一条转排线路的综合能力 (实方), $(m^3/\text{条}\cdot a)$;

$$N_2 = N_1 K_1 \quad (1-9-15)$$

式中 N_2 ——在藉排弃线条数;

K_1 ——排弃线备用系数, 一般为1.1~1.2

3. 转排设备数量

$$N_3 = N_2 n K_2 \quad (1-9-16)$$

式中 N_3 ——前装机在藉台数;

n ——一条排弃线配备前装机台数;

K_2 ——检修系数, 一般为1.4~1.6。

移道设备参考9.3.3.4。

9.3.6 铲运机转排

9.3.6.1 技术特征

下列情况可考虑选用铲运机转排剥离物:

(1) 采矿场的覆盖土层采用铲运机剥离;

(2) 用铁路运输覆盖土层;

(3) 用铁路运输覆盖土层用于复垦、筑坝、堆存留用以及其它土方工程。

铲运机的转排能力较大, 在同等条件下约为电铲转排能力的1.5~2倍; 经济运距较长, 铲斗容积 $15m^3$ 的最大运距为450~500m, 铲斗容积 $30m^3$ 时为700~750m。因此排弃线的移设步距较大, 线路稳定, 作业安全、线路利用率高, 车辆卸载时间短, 提高了铁路的运输能力, 在条件适合时, 转排成本较低。

铲运机转排一般仅适用于Ⅳ类以下且没有或只有少量夹石的软质岩土。地形条件也有所限制: 空载上坡不大于33% (18°); 重载上坡不大于20% (11°); 横向坡度不大于8~10% (5°)。

9.3.6.2 铲运机转排工艺

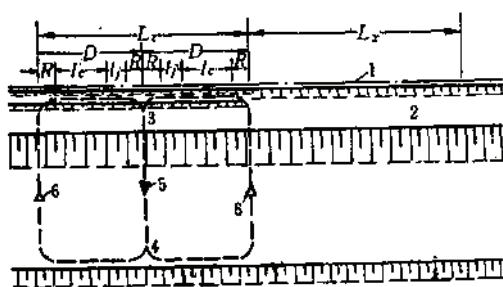


图 1-9-9 铲运机转排工艺布置图

1—铁路中心线; 2—列车卸载段; 3—铲运机作业段;
4—铲运机卸卸线; 5—重载运行线; 6—空载运行线。

铲运机转排剥离物时铁路排弃线的有效长度一般不小于二倍列车长。将全线分成两段, (一段为列卸载段, 另一段为铲运机作业段), 两段定期交替使用。

在铲运机作业段内又根据铲斗容积、切土深度、铺卸厚度划定为若干个作业线。作业线的最小长度按式 (1-9-17) 核算, 见图1-9-9。

$$D = l_c + l_j + 2R \quad (1-9-17)$$

式中 D ——铲运机作业线最小长度, m;

l_c ——铲土长度, m;

l_j ——铲运机长度 (包括拖拉机), m;

R ——曲线半径, m。

铲运机作业段应尽量布置成双循环线路,使铲运机可以按正反时针方向运行,减少设备单侧磨损。铲运机作业线布置有关参数见表1-9-25。

铲运机作业参数表

表 1-9-25

项 目	作 业 参 数					
	40~55kW拖拉机		59kW拖拉机		59kW拖拉机	
	2.5~3m³铲运机		6m³铲运机		9m³铲运机	
	剥 离 物 类 别					
	1~2	3~4	1~2	3~4	1~2	3~4
铲装量(实方)(m³)	2.2	2.0	4.6	4.2	5.8	5.4
铲装长度(m)	35	30	40	35	45	40
不停车铺卸长度(m)	12	10	14	12	16	14
作业线最小长度D(m)	45~50		60~65		65~70	
运行最小曲线半径(m)	8		12		16	
铲装时运行速度(m/s)	0.42		0.4		0.46	
铺卸时运行速度(m/s)	0.78		0.78		0.80	
换挡时间(s)	4		4		6	
重载运行速度(m/s)						
<100m	1.25		1.15		1.10	
100~200m	1.25		1.25		1.20	
>200m	1.56		1.56		1.42	
空载运行速度(m/s)						
<100m	1.31		1.31		1.12	
100~200m	1.43		1.43		1.22	
>200m	1.76		1.76		1.51	

注:本表引自《水泥矿山设计手册》

铲运机装载之前,需用推土机把列车卸下的剥离物推平,如采用回转式犁板推土机,效率更高,铲运机转排工艺设计要素见图1-9-10。

图1-9-10中 H ——阶段高度, m

B ——铲装平台宽度, 一般为10~20m;

h ——轨面至铲装平台高差, 一般为2~2.5m;

α ——路堤边坡角, ($^{\circ}$);

β ——剥离物安息角, ($^{\circ}$);

θ ——运行线路最大纵坡换算角, ($^{\circ}$);

L ——铲运机最大运距, m。

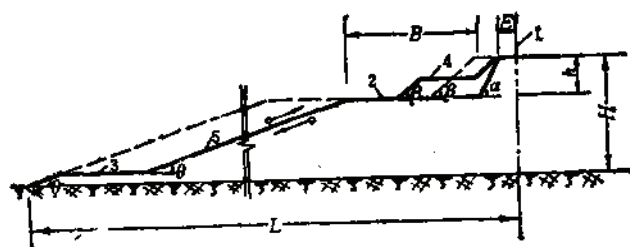


图 1-9-10 铲运机转排设计要素图

1—铁路中心线; 2—铲土平台; 3—铺卸平台;
4—推土机整平; 5—铲运机运行线

9.3.6.3 铲运机转排能力

铲运机转排综合能力同样受铲运机生产能力和铁路运输能力限制,一般以铲运机的生产能力定为每条转排线路的综合能力。

(1) 铲运机的生产能力按下式计算:

$$Q = \frac{60T V_1 K_1 K_2}{(t_1 + t_2 + t_3 + t_4) K_2} \quad (1-9-18)$$

式中 Q ——铲运机台班生产能力(实方), m^3 ;

T ——每班工作时间, h ;

V_1 ——铲斗容积, m^3 ;

K_1 ——时间利用系数,一般为0.72~0.75;

K_2 ——装载系数

干砂、湿砂(湿度12~15%), 0.65~0.9; 砂土和粘性土(湿度4~6%)、

干粘土, 1.0~1.1;

t_1 ——铲装时间, min ;

t_2 ——重载运行时间, min ;

t_3 ——铺卸时间, min ;

t_4 ——空载运行时间, min ;

K_2 ——剥离物松散系数。

(2) 铁路的运输能力计算参见9.3.2.2中式(1-9-4)。

(3) 转排排弃线数量计算参见9.3.5.3。

(4) 转排设备数量计算参见9.3.5.3。

(5) 移道设备参见9.3.3。

9.3.7 排土机转排

9.3.7.1 技术特征

排土机转排剥离物是矿山采用连续运输工艺的最后一个环节,排弃能力大,能够充分发挥连续运输的优越性。设备能够与胶带机自动联锁控制,操作人员少,生产效率高,劳动强度低。但设备投资大,管理技术要求严格。

排土机的基本结构型式有悬臂式、延伸式和回转式三种,而以悬臂式排土机使用较多。

选用悬臂式排土机时,应满足:

- (1) 排土机的生产能力要与胶带机的生产能力协调。
- (2) 排土机受料臂和卸料臂长度要与排土工艺协调。
- (3) 排土机的对地压力要适应排弃场的耐受力。
- (4) 排土机要适应当地的气温、风速、地面坡度等条件。

我国和国外几种悬臂式排土机主要技术参数见表1-9-26。

9.3.7.2 悬臂式排土机的转排工艺

悬臂式排土机作业的排弃场,其扩展方式一般有平行推进和扇形推进两种,见图1-9-11。

排土机主要技术参数表

表 1-9-26

项 目	排 土 机				
	PS-1000	ARS-B2200·50	A ₁ RS-B3500·60	ARS $\frac{1200}{18+30} \cdot 11$	ARS $\frac{1600}{30+56} \cdot 12$
理论生产率 (t/h)	1000~1500	2200	3500	2600	5100
卸料半径 (m)	35	50	58	30	58
受料半径 (m)	12~16	14.5~19.5	14+35	17~19	28.5~31.5
最大堆料高度 (m)	13	17	17	11	12
卸料胶带宽 (m)	1.0	1.2	1.4	1.2	1.6
卸料胶带速度 (m/s)	3.15			5.2	5.2
受料胶带宽 (m)	1.0	1.2	1.4	1.2	1.6
受料胶带速度 (m/s)	2.7				
行走速度 (m/h)	300	360	360	312	360
行走坡度 (°)	5			5.7	2.8
对地平均压力 (MPa)	0.0785	0.0686	0.0745	0.0892	0.0735
输入电压 (V)	6000	6000	6000	6000	6000
整机总功率 (kW)	266			260	810
整机总重 (t)	150	335	415+185	139	497
外形尺寸 长 (m)	52.7	74	115		
宽 (m)	7.35	16	19		
高 (m)	14.4	11	16		
生产国家	中 国	德意志民主共和国	德意志民主共和国	德意志联邦共和国	德意志联邦共和国

注：本表引自《总图运输设计资料汇编》

平行推进：在多阶段作业时，上下阶段相互影响小，移动胶带机一次移设后排弃量大。主胶带机随着推进而不断接长，移设时间长，剥离物运距逐步增加。

扇形推进：主胶带机长度不变，移设时间短，剥离物运距不变，运输费用低；一次移设后的排弃量比平行推进小，移设周期短，多阶段作业时要规划好回转中心，以免上下阶段互相影响。

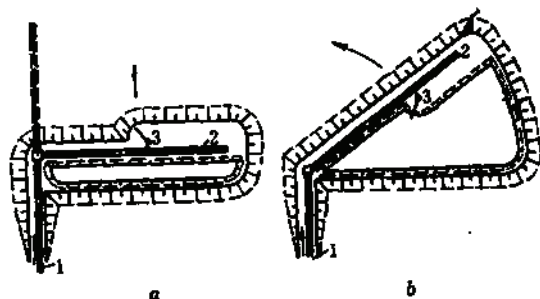


图 1-9-11 悬臂式排土机转排工艺布置图

a—平行推进；b—扇形推进

1—主胶带机；2—移动胶带机；3—悬臂排土机

根据排弃场的总高度和排土机的技术性能，确定工作阶段的组合。一般由上排和下排两个分阶段构成一个排土组合阶段。当选择有联接桥的排土机时，也可由四个分阶段构成组合阶段。悬臂式（无联接桥）排土机转排工艺设计要素见图1-9-12，图中要素说明见表1-9-27。

当工艺设计要素初步确定后，再按式（1-9-19）计算排弃场的工作帮坡角，使其值不超过表1-9-29的允许范围，以核定整个排弃场边坡的稳定程度。

$$\theta = \lg^{-1} \frac{H_1 + H_2}{A + B + (H_1 + H_2) \operatorname{ctg} \beta} \quad (1-9-19)$$

式中： θ ——排弃场工作帮坡角。

排土机转排工艺设计要素表

表 1-9-27

要素	名称	说明
H_1	上分阶段高度 (m)	$H_1 \leq L_1 \sin \alpha + h$
H_2	下分阶段高度 (m)	按稳定验算确定, 当岩土力学性质较差时, 下分阶段高度一般不超过排料臂长的0.5倍
B	排弃带宽度 (m)	$B = L_1 - H_2 (\operatorname{ctg} \phi - \operatorname{ctg} \beta) - \frac{b}{2}$ 并预留必要的安全带宽度
C	下分阶段边缘至排土机中心线距离 (m)	$C = L_1 - B$
E	下排时排土机中心至胶带机中心线距离 (m)	应满足 1. $E \leq L_2$ 2. $E \geq L_2 \sin \gamma_1$ 3. $E \geq L_2 \cos \gamma_1$ $\gamma_1 = 180 - \gamma_2 - \cos^{-1} \frac{C}{L_1}$
D	上分阶段台阶线至胶带机中心线距离 (m)	见图1-9-13
F	上排时排土机中心线至胶带机中心线距离 (m)	应满足, 1. $F \leq L_2$ 2. $F \geq L_2 \sin \gamma_1$ 3. $F \geq L_2 \cos \gamma_1$ $\gamma_2 = 180 - \gamma_1 - \cos^{-1} \frac{L_1 \cos \alpha - B}{L_1 \cos \alpha}$ 4. $F \leq D + B + H_1 \operatorname{ctg} \beta - L_1 \cos \alpha$
A	工作平台宽度 (m)	$A = B + C + E + D$
L_1	排料臂长 (m)	按选用的设备确定
L_2	受料臂长 (m)	
b	排土机底座宽度 (m)	
h	排料臂旋转轴中心至排土机工作平台 (地面) 的高度 (m)	
γ_1	受料臂与胶带机最小允许夹角 (°)	
γ_2	受料臂与排料臂的最小允许夹角 (°)	
α	排料臂胶带机提升角 (°)	
φ	剥离物稳定安息角 (°)	
β	剥离物坡面角 (自然安息角) (°)	见表1-9-28

其他参数说明见图1-9-12和表1-9-27。

悬臂式排土机转排工艺设计要素实例见图1-9-14。

例1 排土机 $\frac{1200}{18+35}$ · 11型, 理论能力2000t/h, 受料臂长18m, 排料臂长35m, 自重150t, 工艺

设计工作帮坡角12°, 最终帮坡角15°。

例2 排土机 $A_2RS4400 \times 60$, 理论能力4400t/h, 受料臂长60m, 联结臂长35m, 自重440t+195t,

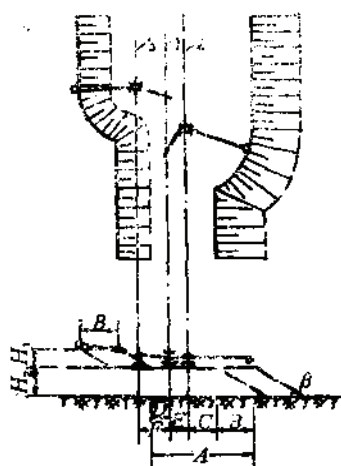


图 1-9-12 悬臂式排土机转排设计要素图

1—移动胶带机中心线；2—下排时排土机
走行线；3—上排时排土机走行线

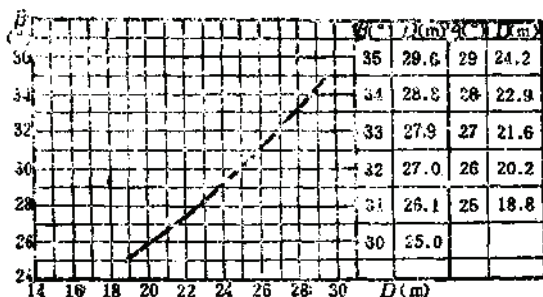


图 1-9-13 D值曲线图

剥离物坡面角（自然安息角）表

表 1-9-28

剥离物类别	台阶高度 (m)	坡面角 (安息角) (°)
硬岩、矿岩	20~25	30~35
粘土及砂	10~15	35~40
	35~45	30~33
粘土	8~10	35~40
	20~30	38~40
砂	40~60	30~35
湿的粘土和砂	10~15	18~25

排弃场工作帮坡角参考值

表 1-9-29

剥离物类别	帮坡角 (°)
干岩石 (未压实)	25~30
干粘土和砂土	18~25
湿粘土	8~15
湿度很大的粘土 (有明显流水趋势)	5~10

工作帮坡角7°，最终帮坡角9°。

9.3.7.3 辅助设备

1. 移设机

为移设移动胶带机的专用设备，根据矿山移动胶带机总量及每年移设量配备，一般情况配1~2台，其技术参数见表1-9-30。

2. 胶带硫化机

胶带现场接头和修补用。

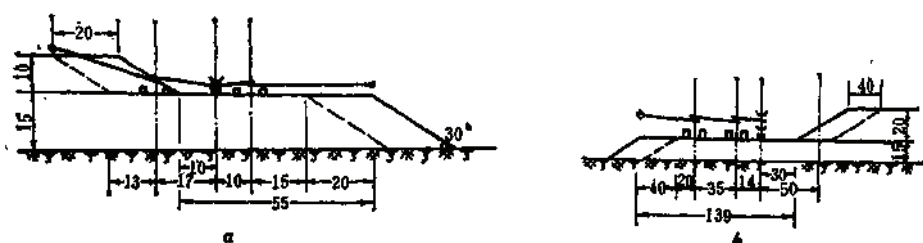


图 1-9-14 悬臂式排土机转排设计要素实例 (煤矿)

a—例 1, b—例 2

YG-15 型胶带输送机技术性能表

表 1-9-30

项 目	技 术 参 数	
外形尺寸 (长×宽×高) (mm)	起重臂垂直, 平衡锤收拢时 4370×3046×6605 起重臂伸出 5m, 平衡锤伸出时 4370×9356×2819	
(t)	最大起重量	15
起重范围 (kN·m)	最大起重力矩	204.2
(m)	最大起重高度	5
(m/min)	提升及下降速度	8
对地平均压力 (MPa)	空 载	0.07
	重 载	0.116
运行速度 (km/h)	I 挡 (移设时)	2.64/3.72
前进/后退 (km/h)	II 挡	3.55/5.62
	III 挡	5.40/7.61
总 重 (t)	23	

注: 本机由 Q₂G-15 型管道起重机改装。

3. 推土机和前装机

用于开辟排土机的行走道路、平整场地、填平排土机无法排弃的死区、修筑初始路堤等。

4. 汽车吊及载重汽车

用于组装排土机、设备维修及材料输送。

9.3.8 人 造 山

9.3.8.1 技术特征

人造山的特点是利用空间扩大排弃容积, 减少占地面积。适用条件, 平原地区的小型露天矿; 就近无适合其他排弃方式场地的地下矿山; 选矿 (破碎) 厂手选出的块岩的排弃。

1. 地面斜坡卷扬机提升的人造山

1) 前卸式排弃

提升容器为翻斗矿车或箕斗, 钢丝绳牵引容器沿地面轨道提升至端部卸车渠向前倾翻排弃剥离物。

2) 侧卸式排弃

钢绳牵引V型矿车或双向侧卸矿车,沿地面轨道提升至端部用曲轨分别向两侧卸载,每次可提升2~3台矿车。

地面斜坡卷扬机道的最大坡度:提升矿车时一般为 $18^{\circ} \sim 22^{\circ}$;提升箕斗时一般为 $20^{\circ} \sim 30^{\circ}$ 。

地面斜坡卷扬提升的人造山系统见图1-9-15。

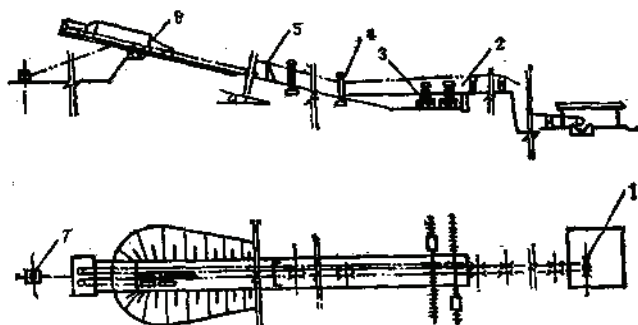


图 1-9-15 地面卷扬机提升人造山布置图

1—卷扬机; 2—转运仓; 3—V型矿车; 4—压绳轮; 5—保护网; 6—翻车架; 7—拉紧绞车

2. 架空索道人造山

架空索道人造山适用于运距较长且地形复杂的小型矿山以及手选块岩和干式尾矿的排弃。架空索道人造山系统见图1-9-16。

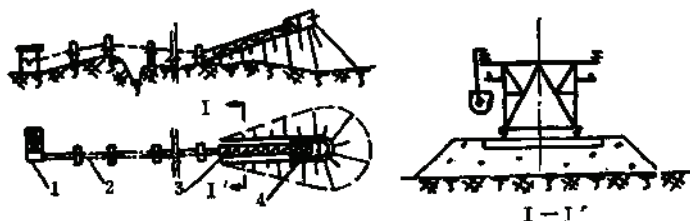


图 1-9-16 架空索道人造山布置图

1—装载站; 2—索道线路; 3—承载架; 4—卸载架

9.3.8.2 堆置容积及生产能力

1. 人造山堆置容积

参照图1-9-17按式1-9-20计算。

$$V = V_1 + V_2 \quad (1-9-20)$$

$$V_1 = \frac{1}{6} \pi \left(R + \frac{a}{2} \right)^2 H \quad (1-9-21)$$

$$V_2 = \frac{1}{3} \left(\frac{a}{2} + R \right) L' H \quad (1-9-22)$$

式中 V ——堆置容积, m^3 ;
 H ——堆置高度, m ;

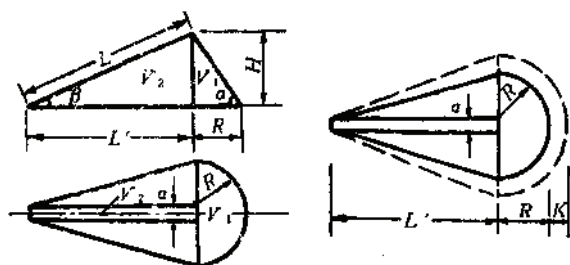


图 1-9-17 堆置容积计算图

L' ——斜坡道投影长度, m;

$$L' = \frac{H}{\operatorname{tg} \beta}$$

β ——斜坡道提升角, ($^{\circ}$);

a ——斜坡道宽度, m;

R ——锥体半径, m;

$$R = H \operatorname{ctg} \alpha$$

α ——剥离物安息角, ($^{\circ}$)。

2. 占地面积

$$S = S_1 + S_2 \quad (1-9-23)$$

$$S_1 = \frac{1}{2} \pi \left(R + \frac{a}{2} + K \right)^2 \quad (1-9-24)$$

$$S_2 = \left(\frac{a}{2} + R + K \right) L' \quad (1-9-25)$$

式中 S ——占地面积, m^2 ;

K ——安全距离, 一般不小于 30 m。

3. 生产能力

1) 斜坡卷扬提升的人造山 (单车道)

$$Q = \frac{480 K_1 q P T}{t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5} \quad (1-9-26)$$

式中 Q ——年生产能力, t;

K_1 ——时间利用系数, 一般为 0.8~0.85;

q ——每次提升净量, t;

P ——每天工作班数, 班;

T ——年工作天数, d;

t_1 ——装载时间, 闸门装车每车 1 min (无转运仓时不装载)。

t_2 ——往返走行时间, min;

$$t_2 = \frac{2L}{v}$$

L ——斜坡道长, m;

v ——平均提升速度, m/min;

t_2 ——每车卸载时间, 固定式矿车1min;

t_4 ——每车摘挂钩时间, 0.5~1.0min (有转运仓时不摘挂钩);

t_5 ——每次信号联系时间, 一般为0.5min。

地面斜坡卷扬人造山技术参数表

表 1-9-31

项 目	利 国 铁 矿	矿 山 村 铁 矿	范 各 庄 煤 矿
矿山开采方式	露 天	露 天	地 下
提升容器	V型侧卸	V型侧卸	箕 斗
容 积 (m ³)	3	2	2.5
提升型式	双 钩	双 钩	双 箕 斗
一次提升车数 (台)			1
卷扬机道倾角 (°)	15	29.5~20	15
卷扬机道长度 (m)	约 200	150	
人造山垂高 (m)	70	50	50
岩土安息角 (°)	35~40	40	
提升设备	φ1.6m 双筒	φ1.6m 双筒	φ1.6m 绞车
电机功率 (kW)	95	110	80
提升速度 (m/s)	2.5	2.5	
卸车架重量 (t)	30	<10	
移架方式	油压千斤顶手摇绞车	60t油压千斤顶绞盘	同 左
倒装方式	漏斗矿仓		矿仓95m ³
年提升能力 (10 ⁴ m ³)	65	30万t	30

注: 本表引自《有色院总图设计参考资料》。

架空索道人造山技术参数表

表 1-9-32

项 目	西华山2°索道	西华山3°索道	大青山索道
索道型式	双索	双索	双索
日 运 量 (t)	540	620	1000
工作制 (班×时×天)	2×8×330	2×8×330	2×8×306
剥离物松散容重 (t/m ³)	1.8	1.3	1.8
剥离物块度 (mm)	25×130	150	150
发斗间隔时间 (s)	40	40	64
挂斗间距 (m)	50	50	45
挂斗速度 (m/s)	1.25	1.14	1.24
索斗容积 (m ³)	0.8	0.8	0.8
索斗自重 (kg)	540	540	512
索道长度 (m)		145	516
承载架长 (m)	300	约300	475
全 长 (m)	300	445	991
人造山总堆高 (m)	约86	约80	110
人造山坡度 (°)	17	15	18
可能生产能力 (10 ⁴ t/a)	40~50	40~50	30~40
贮仓容积 (t)	100	280	400
电机功率 (kW)	40	40	75

注: 本表引自《有色院总图设计参考资料》。

双车道时的生产能力约增加一倍。

2) 架空索道人造山

生产能力按式(1-9-26)估算,但式中 t_3 、 t_4 、 t_5 均为零, t_1 为索斗发放间隔时间。

9.3.8.3 实例

(1) 地面斜坡卷扬人造山实例见表1-9-31。

(2) 架空索道人造山实例见表1-9-32。

9.4 排弃场作业进度计划的编制

9.4.1 编制依据

- (1) 各开采水平逐年剥离量和剥离总量。
- (2) 各排弃阶段的有效容积和排弃场总容积。
- (3) 铁路的区间和站场通过能力。道路的通过能力。
- (4) 排弃方式、排弃设备及其能力。
- (5) 逐年的排弃线数量及其能力。

9.4.2 编制原则

- (1) 合理分配剥离物流向,运距先近后远,均衡安排区间和站场的列车对数,避免出现短期高峰、反向运输,尽量减少重车上坡运行。
- (2) 基建与生产密切配合,排弃能力适应剥离量的增长需要,并留有适当的余地。
- (3) 充分利用排弃场空间,扩大堆置容积,减少占用土地,并为尽早复垦创造条件。
- (4) 注意超前关系、严格执行技术标准、保证作业安全。

9.4.3 编制方法

- (1) 根据选用的排弃方式、转排设备和排弃线的综合能力,计算全矿在籍的排弃线和设备数量。
 - (2) 根据拟定的剥离物流向,按年度计算各排弃阶段的排弃线数。编制进度计划时以废石线作为计算单元(汽车运输推土机排弃、废石山例外)。
 - (3) 根据排弃场平面图,确定各排弃阶段可能布置的排弃线数和形成时间。
 - (4) 单阶段作业、地形简单的排弃场,一般只编制进度计划表。多阶段同时作业且地形复杂时,一般应图表结合、处理时空关系,平衡排弃能力。
- 进度计划表格式见表1-9-33。

9.5 剥离物排弃场的工程建设

9.5.1 场地准备

排弃场施工前的场地准备一般有下列工作:

- (1) 补充勘察必要的工程地质和水文地质;
- (2) 对于地质不良区域,必须在施工前采取处理措施;

×× 矿剥离物排弃作业进度计划表

表 1-9-33

采场开采水平 (m)	剥 离 量						1990年					
	覆 盖 土		岩 土		总 量		覆 盖 土 场		I* 排 弃 场			
	($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)	($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)	($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)	($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)	422m 阶 段		398m 阶 段	
	($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)	($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)	($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)	($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)	($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)	($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)
地表~446	204.8	450.6			204.8	450.6	54.5	119.9				
446~434	53.2	117.0	187.4	487.2	240.6	604.2	23.7	52.1	32.3	84.0		
434~422	28.7	63.1	304.3	791.1	333.0	854.2						
422~410	13.6	29.9	398.3	1035.6	411.9	1065.5						
410~398			476.6	1239.2	476.6	1239.2						
398~386			521.0	1354.6	521.0	1354.6						
386~374			535.5	1392.3	535.5	1392.3						
附注 ①本表剥离物体积均为实体积, 比重岩土平均为 2.6t/m ³ , 覆盖土为 2.2t/m ³ ②本表未包括备用排弃线数量	小 计						78.2	172.0	32.3	84.0		
	排弃线数量(条)						1		1			
	排弃线数量合计(条)						2					
	转排设备数量合计(台)						2					
	全年剥离总量 万m ³ 万t						110.4 256.0					

续表

采场开采水平	1991年						1992年					
	覆土场			I° 排 弃 场			覆土场			I° 排 弃 场		
	($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)		($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)	($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)		($\times 10^4 m^3$)	($\times 10^4 t$)	($\times 10^4 m^3$)
(m)												
地表~446	59.1	116.8					55.0	121.0				
445~434	17.5	38.5	44.5	115.7			12	26.4	48.6	126.4		
434~422	15.8	34.8	47.6	123.8			12.9	28.4	44.0	114.4		
422~410							13.6	29.9	42.3	110.0		
410~398												
398~386												
386~374												
	36.4	190.1	92.1	239.5			93.5	205.7	134.9	350.8		
	1		1					1		2		
			2							3		
			2							3		
			178.5						228.4			
			429.6						556.5			

- (3) 根据排弃计划, 确定分期用地界限;
- (4) 确定建设初始路基地段和扩展方式、扩展顺序;
- (5) 建设排弃场的防护、拦挡和处理设施, 消除矿山泥石流、有害水体对环境的污染和影响;
- (6) 做好复垦规划。

9.5.2 初始路基

初始路基一般在排弃场投产前修建完成, 有条件时可结合地形特点、扩展方式顺序、剥采进度计划, 在保证排弃场排弃能力适应剥离量增长的前提下, 部分初始路基可在排弃场投产后逐步建设。

9.5.2.1 道路初始路基

道路的初始路基一般是沿山坡半堤半堑修建, 其长度应满足同时卸载的车位数和推土机作业的需要, 初始路基的宽度按照不同车型满足会让、调转的最小宽度, 正常生产时一般不少于40m, 并应有良好的视线。

9.5.2.2 铁路初始路基

铁路初始路基一般应尽量利用有利地形建成半堤半堑式路基。当需跨越深凹沟谷时, 可先建设局部排弃段, 利用剥离物逐步排弃扇形扩展, 最后填平沟谷贯通全线, 见图1-9-18。

初始路基结构和参数见图1-9-19和表1-9-34。

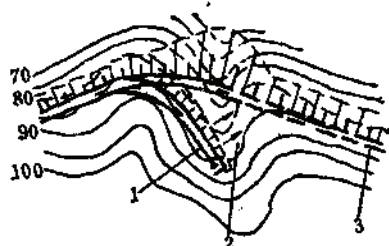


图 1-9-18 初始路基扩展图

1—局部排弃段; 2—扩展方向; 3—贯通后线路

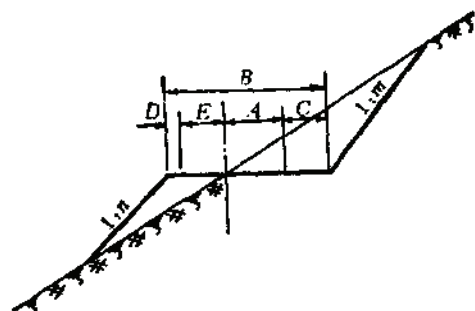


图 1-9-19 铁路初始路基结构图

9.5.2.3 排土机初始路基

处于山坡的初始路基, 一般是结合采场剥离的汽车、推土机等设备配合修筑; 平缓地区的初始路基, 除部分必须与汽车运输推土机配合修筑外, 大部分是自行修筑; 地形复杂时, 初始路基可以结合扩展方法分段修筑。初始路基必须有道路通往排土机的组装机地和矿山机修等设施的地方。

初始路基实例见图1-9-20, 采用的排土机型号为 $\frac{1200}{18+35} \cdot 11$, 理论生产能力(实方)

$2000\text{m}^3/\text{h}$, 受料臂长18m, 排料臂长35m, 设备重量约150t。

铁路初始路基技术参数表

表 1-9-34

项 目		准 轨 铁 路	窄 轨 铁 路
路基横断面	路基宽 B (m)	4.2	$B = D + E + A + C$
	机车或车辆宽度之半 A (m)	1.7	A
	轨枕长度之半 E (m)	1.25	E
	操作宽 C (m)	0.8	人工卸车1.5 气动卸车0.3
	枕端至路基边缘 D (m)	0.45	不小于0.1
最 大 纵 坡 (%)		一般情况 0 困难时, 不摘钩, 小于15	0
最 小 曲 线 半 径 (m)		向曲线外侧卸车时: 60t 矿车 为150, 100t矿车为200 向曲线内侧卸车时: 各种矿车 均为250	600mm 轨距不小于 15倍固 定轴距, 762, 900mm 轨距不小于25 倍固定轴距

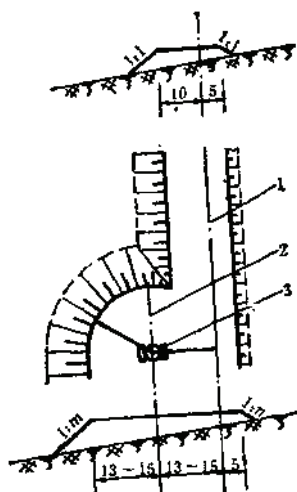


图 1-9-20 排土机转排初始路基图

1—胶带机中心; 2—排土机走行线; 3—排土机

9.6 排弃场的安全防护

9.6.1 排弃场失稳的分类和原因

排弃场失稳可按照规模、性质、位置及成因划分类别, 按照失稳的原因一般可分为整体失稳和边坡失稳两大类。

(1) 整体失稳的原因主要如下:

基底地形坡度太陡;

剥离物的物理力学性质差, 与基底之间的摩擦系数小;

基底工程地质、水文地质条件差、基底的承载力低;

排水工程设施不完善；
人类活动及自然灾害等影响。

(2) 边坡失稳的原因主要如下：

阶段高度超过了剥离物的稳定高度；

场内连续排弃了物理力学性质不良的岩土层，从而形成了软弱面，导致边坡失稳；

地表水截流不当，流入场内，岩土含水饱和，降低了岩土的物理力学性质；

场内地表水集流冲刷边坡，河沟水流浸泡、冲刷坡脚等。

9.6.2 提高排弃场稳定性的措施

9.6.2.1 提高整体稳定的措施

为了提高排弃场的整体稳定性，除了选择工程地质及水文地质条件好、地形有利的排弃场地外，并结合场地的具体条件和需要，采取必要的措施。一般措施有：

1. 提高基底的抗滑能力

- (1) 对于倾斜的基底、清除表层的腐植土及软弱层，并挖成台阶；
- (2) 对潮湿基底，将不易风化的剥离物排弃基底，并将地下水引出场外；
- (3) 完整光滑且倾斜较大的岩性基底，采用棋盘式布点爆破，增加粗糙度；
- (4) 拦截场外地表水。

2. 调整排弃计划

将不易风化的水稳性高的剥离物调整排弃在较高阶段的地段及沟渠、地下泉水出露地段。

3. 改变排弃顺序

当山坡地形上陡下缓时，宜从底部先行排弃，以确保剥离物场的整体稳定。见图1-9-21。

4. 软弱层基底的处理

软弱层基底处理措施：采用低阶段超前的“盖被”式排弃顺序；疏干地下水；底部排弃大块坚硬岩石；清除软弱层。

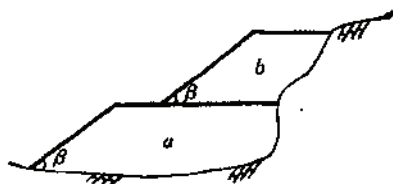


图 1-9-21 排弃顺序图

a—先期排弃；b—后期排弃

9.6.2.2 提高边坡稳定的措施

(1) 根据剥离物的物理力学性质及排弃工艺，确定阶段的稳定高度，对于水稳性差的岩土，宜适当降低阶段高度；

(2) 设置可靠的排水设施，避免地表水流入场内浸泡、冲刷边坡；掏挖坡脚；

(3) 对于物理力学性质差的风化岩土，安排在旱季排弃，并及时将不风化大块硬岩排弃在边坡外侧，覆盖坡脚，或按比例混合岩土排弃。

9.6.3 排弃场的排水设施

水是引起排弃场各类失稳和矿山泥石流的主要原因之一，应结合现场的具体情况，分别设置切实可行的排水设施。

9.6.3.1 地表水的排除设施

(1) 在排弃场的靠山一侧修建截水沟或挡水堤拦截地表水；

(2) 在排弃过程中，除留有岩土的自然下沉量外，还应使平台形成2~3%的内面坡

度,以防止地表水汇流冲刷边坡。并在平台与山坡的交界处设置排水沟,将平台内的水流引出场外。

(3) 当平台上部的汇水面积较小,不宜修建截水沟时,宜在底部排弃渗水性岩土。

9.6.3.2 沟渠流水的排除设施

(1) 排弃场跨越山沟,一般宜修建涵沟排泄流水;

(2) 排弃场坡脚受水流冲刷时,宜采用导流设施加以防护,或排弃水稳性好的块石;

(3) 排弃场基底有泉水出露时,一般宜设置暗沟或盲沟将其汇集到出场外,或先排弃一定厚度的水稳性好的块石。

9.6.4 矿山泥石流

矿山泥石流的特性及治理措施详见本篇第十六章第七节(16.7)。

第十章 采 场 排 水

责任编辑单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

编 写 人 王子瀛

10.1 排水方式分类与系统布置

排水方式的分类及使用条件见表1-10-1。

排水方式分类及使用条件

表 1-10-1

排水方式分类	使用条件	优点	缺点
1. 自流排水方式	(1) 山坡型露天矿有自流排水条件, 部分可利用排水水平硐导通; (2) 有旧的井巷设施可资利用; (3) 采场集水结冰, 不适于露天排水	(1) 节省能源, 基建投资少; (2) 井巷对边坡有疏干作用, 有利于边坡稳定; (3) 排水经营费很低; (4) 管理简单	(1) 受地形条件限制; (2) 井巷自流排水布置较复杂, 基建工程量较大, 投资多
2. 露天排水方式 (1) 采场底部集中排水系统 (2) 采场分段接力排水系统	(1) 集中排水主要适用汇水面积小, 水量小的中、小型露天矿; (2) 分段排水主要适用汇水面积大, 水量大的露天矿; (3) 采场允许淹没高度大, 采场不宜结冰; (4) 采场下降速度慢 (分段排水下降速度快)	(1) 基建工程量小, 投资少; (2) 施工简单; (3) 排水经营费低 (与井巷排水比); (4) 分段截流时, 采场底部集水少	(1) 泵站与管线移动频繁, 分段排水泵站多, 分散; (2) 开拓延深工程受影响; (3) 抗底泵站易淹没
3. 井巷排水方式 (1) 集中一段排水系统 (2) 分段接力排水系统	(1) 采场小, 排洪泵布置困难; (2) 水量大, 新水平准备要求快; (3) 需井巷疏干的露天矿; (4) 深部有坑道可以利用; (5) 采场集水结冰, 不适于露天排水	(1) 改善穿爆采装运等工艺作业条件; (2) 对边坡有疏干作用、有利于边坡稳定; (3) 不受淹没高度限制; (4) 泵站固定	(1) 井巷工程量多; (2) 投资多、基建时间长; (3) 设备多, 能耗大; 前期排水经营费高
4. 联合排水方式	联合排水方式优于单一排水方式时。	充分利用相关排水方式的优点	(1) 排水环节多; (2) 管理较复杂

10.1.1 自流排水方式

1. 截水沟自流排水系统

山坡露天采场常在边帮平台上布置截水沟,将水导出采场,减小水对生产和边帮稳定的影响。凡有条件的露天矿应尽量采用这一排水方式。

2. 井巷自流排水系统

当深凹露天矿采场附近有低于封闭圈一定高度的合适地形时,可采用井巷自流排水,如朱家包包铁矿(图1-10-1)。

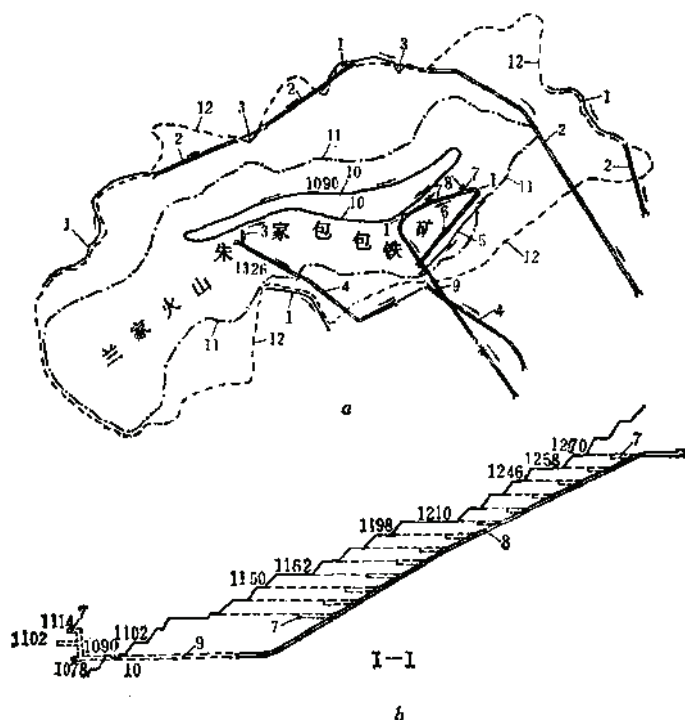


图 1-10-1 朱家包包矿排水系统

a—平面图; b—断面图

- 1—上部截水沟; 2—上部排水平硐; 3—截水坝; 4—中部排水平硐; 5—中部截水沟; 6—施工平硐;
7—各阶段进水巷; 8—泄水斜井; 9—深部排水平硐; 10—深部截水沟; 11—开采境界; 12—采场汇水界线

朱家包包铁矿开采境界在1270m水平封闭,采场底标高1042m。采场汇水面积5.74 km²。东采场1090m以上的采场汇水经进水巷和斜井,泄至深部排水平硐,自流入金沙江。西采场及兰尖铁矿的兰家火山采场,前期在1326m以上地面设截水坝,将汇水截入中部排水平硐自流出采场;后期拟在边帮1326m水平设截水沟,将部分水截入中部排水平硐,其他部分水流入朱家包包铁矿东采场排水系统。1090m以下不具备自流条件,故于1090m设深部截水沟,将上部汇水截入深部排水平硐。1090~1042m采用移动泵将水排至深部截水沟。

3. 截水沟自流井巷自流排水系统

该系统在采场封闭圈以上用截水沟自流排水,封闭圈以下用井巷自流排水,工作面汇水经进水巷、天井、斜井、排水平硐自流出采场。海南铁矿上部和中部采用这一排水系统(图1-10-2)。

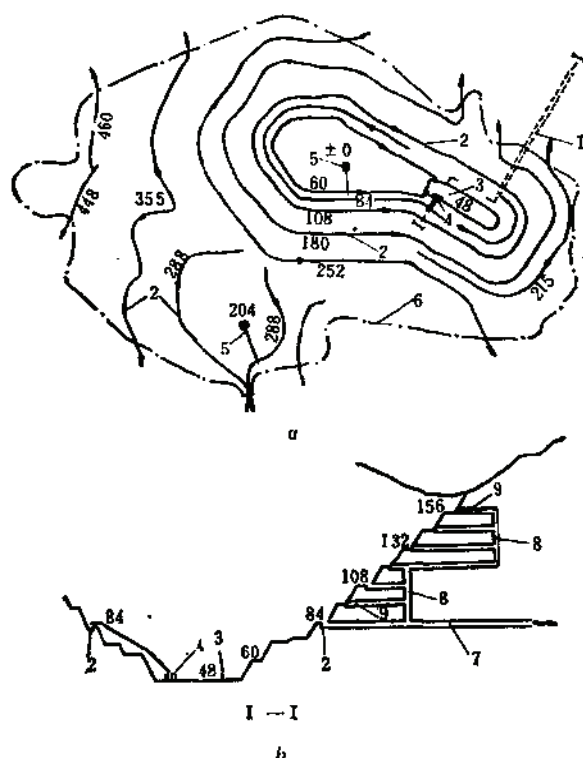


图 1-10-2 海南铁矿排水系统

a—平面图; b—断面图

1—井巷自流排水系统; 2—截水沟; 3—贮水池; 4—固定泵站及管线; 5—移动泵站及管线; 6—开采境界; 7—排水平硐; 8—天井; 9—进水管

10.1.2 露天排水方式

1. 坑底移动泵站集中上排系统

采场坑底的移动泵站, 随采场工作面的推进 (或下降) 而移动 (或下降)。泵站可设在地坪上, 也可设在泵船上 (如茂名油页岩矿), 或设在边帮斜坡卷扬道上。采用潜水泵, 则可免遭淹没。

该排水系统适用于水量小, 采场浅和新水平准备时间充裕的采场。

2. 坑底移动泵站-边帮固定泵站排水系统

这种接力排水系统, 适用于水量较大, 采场较深的露天矿, 如大孤山铁矿。

3. 截水沟自流-泵站上排排水系统

当采场的山坡部分具有一定汇水面积时, 封闭圈以上设截水沟将水导出采场, 封闭圈以下汇水用泵站上排。该系统可减轻水对采场的影响, 降低经营费。

4. 分段截流-坑底移动泵站-边帮固定泵站接力排水系统

这种排水系统适用于水量大, 下降速度快、新水平准备慢和采场深度大的矿山。黑旺铁矿采用这种排水系统。

10.1.3 井巷排水方式

降雨和地下涌水一般集存在贮水井巷 (包括水仓) 和采场底, 由井下泵站上排地表。

本排水方式有以下几种排水系统：

1. 采场外井巷(含钻孔)泄水-地下泵站上排排水系统

南山铁矿凹山采场(图1-10-3)采用这种排水系统。

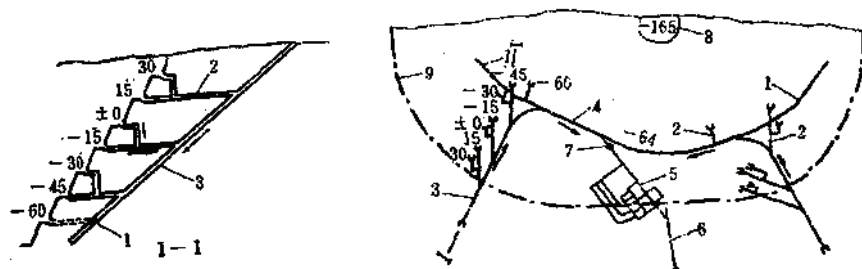


图 1-10-3 南山铁矿凹山采场排水系统

1—疏干贮水巷；2—进水巷；3—泄水斜井；4—贮水巷；5—水仓及泵站；6—排水斜井；7—防水门；8—采场底；9—开采境界

南山铁矿凹山采场开采境界在45m水平封闭露天底标高为-165m。采场汇水面积0.6 km²。地下泵站设于-60m。采场汇水经进水巷、天井、斜井泄入贮水巷，由-60m泵站经排水斜井上排地表。现采场集水为酸性水，由设在采场的移动泵直接排到设有酸性水处理的地面池塘中，地下泵站只排井巷涌水。

2. 采场内斜井泄水-地下泵站上排排水系统

海州露天煤矿在采场内开段沟位置布置斜井，直通地下贮水巷，然后由地下泵站将汇水上排地表。

3. 上部截水沟自流-深部采场外(内)井巷(井)泄水-地下泵站上排排水系统

大冶铁矿东露天采场分两期开采。地表至-50m为一期开采范围。封闭圈标高为72m。72m以上设截水沟自流排水；72m以下汇水面积为0.64km²，采场外设泄水平巷、天井、斜井，将水泄入-50m贮水平巷，然后由-50m泵站经中央竖井上排地表(图1-10-4)。

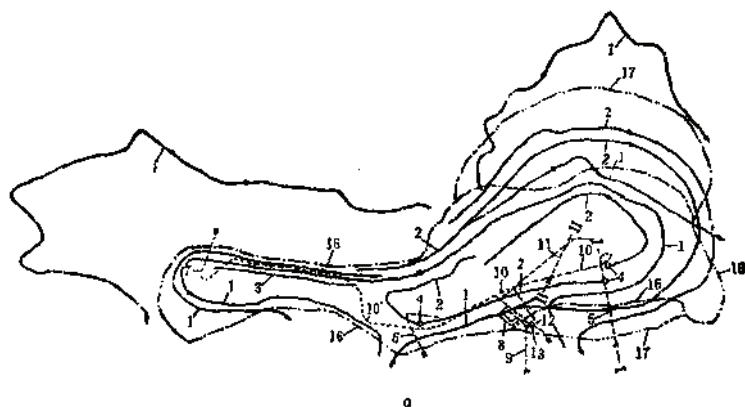


图 1-10-4 大冶铁矿东露天采场排水系统 (一)

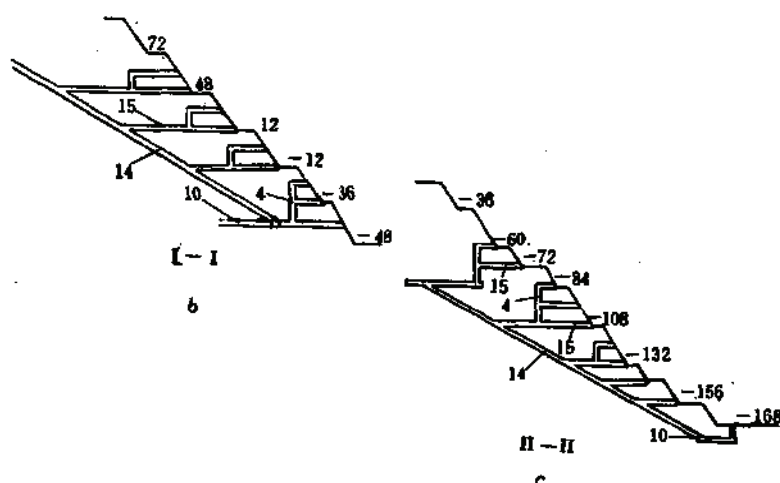


图 1-10-4 大冶铁矿东露天采场排水系统(二)

1—一期开采截水沟；2—二期开采截水沟；3—二期开采贮水沟；4—泄水天井；5—一期象鼻山泄水系统；6、7—泄水管道；8—泵房及水仓，一期在-50m，二期在-180m；9—一期通风斜井；10—贮水巷；11—二期开采泄水系统；12—二期通风面斜井；13—中央竖井；14—泄水斜井；15—进水管；16—二期开采境界；17—二期开采境界

4. 深部截水沟-采场外井巷泄水排水系统

大冶铁矿东露天二期开采范围为-50m~-180m。二期排水系统：由采场截水沟将水引入泄水平巷或天井，泄入-180m贮水巷，工作面汇水经采场外井巷泄水系统泄至-180m贮水巷。汇水由-180m泵站经中央竖井排到-50m泵站再转排地表。在象鼻山北帮设截水贮水沟及固定泵站将水上排地表（图1-10-4）。

5. 钻孔泄水-地下泵站上排地表排水系统

在采场下部布置疏干排水巷，工作面汇水经大直径钻孔泄到疏干排水巷，由地下泵站上排地表（图1-10-5）。

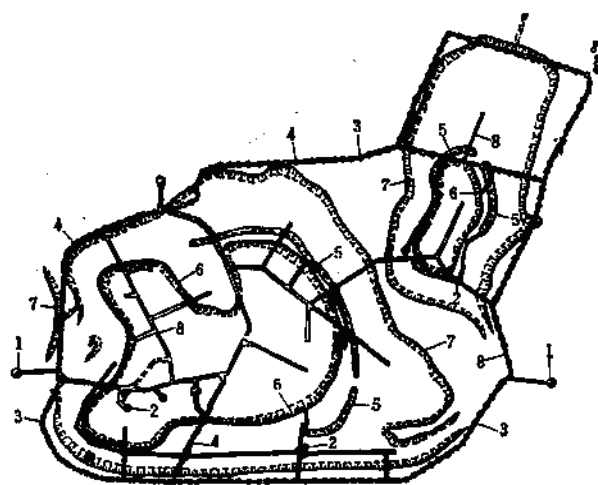


图 1-10-5 别列金斯克铁矿防排水系统

1—竖井并筒；2—泄水钻孔；3—工作的直通式过滤器；4—未工作的直通式过滤器；5—排水沟；6—工作帮；7—边帮；8—疏干排水水平巷

10.1.4 联合排水方式

为充分利用不同排水方式的优点，一个采场常采用二种或二种以上的排水方式。其联合方式有：

1. 井巷自流和露排的联合排水方式

如海南铁矿, 采场封闭圈以上用截水沟自流排水, 采场中部用井巷自流排水, 下部用露天排水方式 (图1-10-2)。

海南铁矿开采境界在168m水平封闭, 采场底标高 ± 0 m。180m以下汇水面积为 0.46 km^2 。设计采用井巷自流及露排联合排水方式。在180m及其上部设截水沟, 将上部水截住自流出采场。180~84m工作面汇水通过进水巷, 天井、排水平硐自流排入石碌河, 并在108m、84m设截水沟将水导入井巷自流排水系统。84~0m的汇水通过移动泵站和48m固定泵站接力送到84m截水沟入井巷自流排水系统流。

2. 露排与井排的联合排水方式

如司家营铁矿采场上部采用露天排水方式, 中部用井巷排水方式, 下部用露天排水方式 (图1-10-6)。

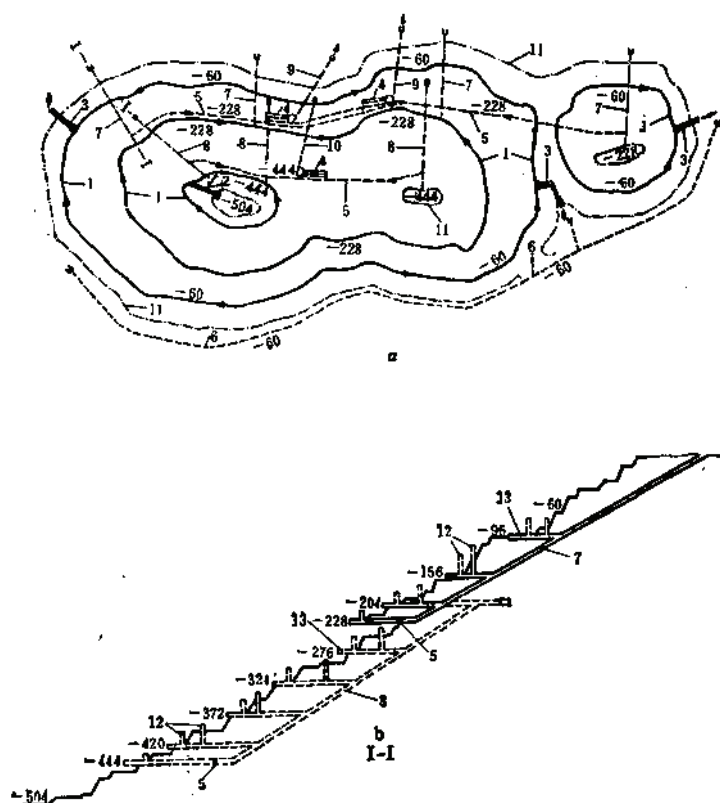


图 1-10-6 司家营铁矿设计排水系统图

1—截水沟; 2—贮水池、移动泵站及管线; 3—贮水池固定泵站及管线; 4—水仓及泵站; 5—贮水巷; 6—第四系疏干巷; 7—一期泄水系统; 8—二期泄水系统; 9—一期排水斜井; 10—二期排水斜井; 11—开采境界; 12—泄水钻孔; 13—泄水巷

司家营铁矿开采境界在24m水平封闭, 采场底标高为 -504m 。采场汇水面积 5.5km^2 。设计采用露排及井排联合排水方式。 -60m 至地表采用露排设移动泵, 直接将水排到地面。 $-60\sim-444\text{m}$ 用井巷排水方式。为降低经营费, 一期地下泵站设在 -228m , 把水直

接送到地面；二期井下泵站设在-444m，把水扬到-228m泵站转排至地面。工作面汇水经钻孔导入石门，再经斜井，贮水巷入泵站水仓，然后经排水斜井送到地表。-444~-504m采用采场贮水排水方式，设移动泵将水排到-444m地下泵站。所有泵站均用潜水泵。

3. 井巷自流与井排的联合排水方式

10.2 采场排水设计

10.2.1 采场允许淹没高度的确定及防淹没措施

10.2.1.1 采场允许淹没高度和时间

采场设计洪水的允许淹没高度可按以下原则确定：

- (1) 井排方式新水平开沟前，水深不淹本水平挖掘机主电机。
- (2) 新水平开沟未完成之前，水深不淹上个平台的挖掘机主电机（采场贮水排水方式）。
- (3) 对挖掘机可能被淹造成损失与不淹增加的排水设施费进行技术经济比较。
- (4) 露排方式新水平开沟前，采场底仅一台挖掘机，水深不淹上个平台挖掘机主电机。
- (5) 新水平准备时间充裕时，在每年最大雨量期（约半个月）停止开沟，开段沟和上个平台可以淹没。
- (6) 露天排水方式的坑底允许淹没时间可采用1~7天。井巷排水方式的坑底允许淹没时间可采用3~5天。但采场坑底允许的淹没时间需用淹没高度来校核。

10.2.1.2 采场防淹没措施

采用露天排水方式时，采场易被水淹，设计中可采取以下防淹没措施：

- (1) 水量不大的矿山，设一套泵用于正常排水和排洪，泵在地坪上可垫高，避免淹泵和淹没其它设备。
- (2) 洪水量大的矿山，分别设排洪泵与正常排水泵。正常排水泵设在采场底；排洪泵设在上个工作平台或设在采场底一定高度的垫层上。两套泵的排水能力应配合恰当。
- (3) 坑底采用潜水泵排水。

10.2.2 排水泄水方案选择

10.2.2.1 排水方案选择原则

- (1) 露天矿封闭圈以上一般应尽量采用截水沟自流排水方式；必要时可开凿输水平硐以形成自流排水系统。
- (2) 露天和井巷排水方式的选择：两者的取舍，不仅要对比其直接投资和排水经营费，还必须考虑不同排水方式对采矿各工艺过程（如穿孔、爆破、装载、运输、排土、边坡管理等）的影响，以及相应地对投资和经营费的影响。对于水文地质条件复杂和水量大的露天矿，两种排水方式的比较更应考虑上述影响因素。

一般水文地质条件简单和水量小的露天矿宜采用露天排水方式。特定情况下，如在多雨地区矿岩含黄泥多，为减少水对采装运等工艺的严重影响，可采用井巷排水方式。

(3) 露天和井巷两种排水方式都有集中排水和分段接力排水,两种排水系统的选择:需根据矿床开采具体条件,经综合的技术经济比较确定。

10.2.2.2 泄水方式选择

露天采场水流引入地下排水巷道的方式有两种,即井巷泄水和钻孔泄水。泄水方式的选择,应根据排水和采矿工程的技术布置,依技术经济比较确定。选择泄水方式时,要考虑以下情况:

(1) 水文地质条件复杂的露天矿,其地下水对矿床开采和边坡稳定性影响较大。当泄水钻孔可与疏干用降水钻孔综合利用时,钻孔泄水将比井巷泄水优越。

(2) 开采深度大、水量大的矿山,井巷泄水方式安全可靠,应优先考虑。

10.2.3 采场截(贮)水沟(池)设计

10.2.3.1 截水沟设计原则

(1) 根据采掘工程发展,确定截水沟布置方案,分期分批建设。

(2) 水沟弯段转角一般小于 60° 。弯段半径大于水面宽的5倍。计算弯段外侧超高,必要时沟底设横向超高。

(3) 水沟纵坡段不宜过多,坡段间坡度差不宜过大,纵坡由水力计算和允许的不冲不淤流速确定。

(4) 水沟引水到下个平台时,可用跌水或陡坡方式,但应避开转弯处。陡坡消能可用人工加糙的方式,或在陡坡下游采用底流式消能方式。

(5) 采用沟宽不同的横断面时,断面变化段长度一般大于一侧变化宽度的4倍,并以缓变方式平顺连接。

(6) 水沟流水充满度约为75%,其值与流量、流速成反比。

(7) 高速水流应根据气蚀和掺气要求设计。

(8) 水沟设计应避免因渗漏可能引起的边坡滑坡。

(9) 一般石质水沟断面采用矩形,土质水沟采用梯形。土沟参数见表1-11-2及表1-11-3。当流速过大时可采用砂浆片石或砂浆卵石加固,加固厚度不小于200mm。

10.2.3.2 贮水沟(池)设计要求

(1) 起调洪作用时,其容积由贮排平衡确定。

(2) 尽量不因设沟(池)而引起采场扩帮,尽量利用宽平台设贮水池。

(3) 仅为泵站集水或倒段泵站用的贮水池,其容量由水泵能力确定,一般为半小时水泵排水量。

10.2.4 入车沟排水

入车沟排水有以下几种方法:

(1) 临时泵前进随入车沟下掘。如大孤山铁矿,曾经每前进30~50m移泵一次,600m入车沟移泵13次,雨季水大停掘入车沟。

(2) 当水量很大、一次成沟困难时,可采用分层掘沟。如黑旺铁矿分三层掘沟,水泵放在上分层平台上,利用水泵吸水高度将下分层工作面的水吸走排到固定泵站,入车沟完成后在卷扬机道旁设半永久泵站,扩帮到边界时建永久性泵站。

挖方土沟边坡坡度表

表 1-10-2

土 类 别	水 深 (m)		
	<1	1~2	2~3
稍胶结的卵石	1:1	1:1	1:1
夹砂的卵石或砾石	1:1.25	1:1.5	1:1.5
粘土、壤土或中壤土	1:1	1:1	1:1.25
轻 壤 土	1:1.25	1:1.25	1:1.25
砂 壤 土	1:1.5	1:1.5	1:1.75
砂 土	1:1.75	1:2.0	1:2.25

填土沟边坡坡度表

表 1-10-3

土 类 别	流 量 (m³/s)					
	>10		2~10		0.5~2	
	内 坡	外 坡	内 坡	外 坡	内 坡	外 坡
粘土、重壤土，中壤土	1:1.25	1:1	1:1	1:1	1:1	1:0.75
轻 壤 土	1:1.5	1:1.25	1:1.25	1:1	1:1.25	1:1
砂 壤 土	1:1.75	1:1.5	1:1.5	1:1.25	1:1.5	1:1.25
砂 土	1:2.25	1:2	1:2	1:1.75	1:1.75	1:1.5

(3) 先掘开段沟后掘入车沟。如大孤山铁矿一次爆破开段沟长度100~200m，用上装挖掘机向上个水平装车。挖掘机下卧装车时，在沟口挖一规格为6×3×1.5m的临时泵坑，装一台75kW10sh-9水泵排水。挖掘机下卧到40m时，再挖一临时泵坑装一台75kW10sh-9泵排水，并拆除沟口泵。当下卧到80m（深12m）时，再移泵一次，然后挖掘机反向清理余渣，在开段沟首挖一规格为24×10×3m的泵坑，装9台排洪泵，设5条排水管，供暴雨时排水。

(4) 井巷排水方式：在进水井巷入口处，入车沟一次爆破，使汇水通过爆堆渗透入井巷泄水系统。

10.2.5 露天采场排水方案技术经济比较实例

10.2.5.1 海南铁矿排水设计

1. 排水方案概况

Ⅰ方案：采场汇水由48m贮水池泵站排到108m水沟，再由108m泵站排到168m（地表）。

Ⅱ方案：采场汇水由48m地下泵站排到140m（地表）。

Ⅲ方案：详见图1-10-2及本章10.1.4的说明。

2. 排水方案技术经济比较

见表1-10-4、表1-10-5。

3. 比较结果：推荐第Ⅲ方案。

10.2.5.2 司家营铁矿排水设计

1. 排水方案概况

方案Ⅰ：见图1-10-6及本章10.1.4的说明。

方案Ⅱ：固定截流泵站与坑底移动泵站相结合，固定泵站设于-60m，-156m，-252m，-348m，各泵站接力排水。

投资与经营费比较表 (万元)

表 1-10-4

项 目 名 称	露天排水方案 (I)	井巷排水方案 (II)	井巷自流与露天联合 排水方案 (III)
基 建 投 资			
1.井巷截水沟	28.2	161.0	132.6
2.设备、管材	95.0	41.1	32.0
合 计	123.2	202.1	164.6
其中: I 期		202.1	125.3
II 期		0	39.3
年经营费	32.0	30.9	19.7
其中: I 期		30.9	19.7
II 期		30.9	19.7
年耗电(10 ⁴ kWh)	46.4	48.0	15.0
其中: I 期		48.0	0
II 期		48.0	15.0

技 术 比 较 表

表 1-10-5

方 案	优 点	缺 点	备 注
I	布置简单	(1) 泵站经常移动 (2) 管线铺设对降段及运输影响大 (3) 水对爆装运影响大	该矿地处亚热带, 暴雨多、雨量大、雨季长
II	排水与生产互不影响对生产影响小	(1) 基建工程量大 (2) 基建时间长	
III	同 II 方案 前十年不用能源	同 II 方案	

2. 排水方案的技术经济比较

见表1-10-6。

投资及经营费比较表 (万元)

表 1-10-6

	露排与井巷排联合排水方案 (I)	露天排水方案 (II)	备 注
基 建 投 资			该矿汇水面积大, 设计暴雨量大
1.外 汇 (美元)	92	74	
2.国 内	670	250	
年经营费			
1.井巷水沟维修	22	4	
2.设备折旧及电耗	258	366	
合 计	280	370	

技术比较:

I 方案: 便于生产管理、排水效果好, 对工作面生产影响小、对采场能起疏干作用, 有利于边坡稳定及穿孔爆破。

II 方案: 泵站移动频繁, 管理较复杂, 水对工作面生产影响大。

3. 比较结果, 推荐第 I 方案。

第十一章 砂矿水力开采

责任编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 徐鼎

11.1 概 述

水力开采的使用条件和优缺点详见表1-11-1。

水力开采的使用条件和优缺点

表 1-11-1

使用条件	优点	缺点
(1) 适宜的矿床条件和矿岩性质; (2) 有充足的水源和廉价的电源; (3) 有水力排土场, 且位置恰当; (4) 地区的冰冻期较短或无冰冻期	(1) 生产过程简单, 可均衡生产; (2) 劳动生产率高; (3) 机械化水平高, 设备简单, 且易于制造和维修; (4) 投资少, 建设快, 生产成本低; (5) 可为选厂洗矿创造良好条件	(1) 局限于可被冲采的矿岩; (2) 在严寒地区开采困难; (3) 需有清除残留大块废石的辅助工作; (4) 水和动力消耗大

砂矿床的土岩粒径及粒级组成, 粘结力、容重、比重、密度、湿度、孔隙率、松散系数、安息角、水容度、湿裂性、可塑性、磨圆度等, 对水力开采均有影响。

水枪砂泵工作时的土岩分类可参见表1-11-2。

水枪工作时的土岩分类

表 1-11-2

土岩组别	土 岩 名 称	土岩粒状特征 (含量 %; 粒径 mm)						砾 石 2~40	卵 石 40~60
		粘土质的 ≤0.005	粉 状 的 0.005~0.05	砂 粒			卵 石 40~60		
				小 粒 0.05~0.25	中 粒 0.25~0.5	大 粒 0.5~2			
I	预先松散的不粘粘土岩	≤40	不 规 定	≤50			≤1	—	
II	细 粒 砂	≤3	≤15	≥50		≤50	≤1	—	
	粉 状 砂	≤3	不 规 定		≤1		—		
	轻亚砂土	3~6			≤1		—		
	松散黄土	≤4	≤10	不 规 定			≤1	—	
	风化泥炭		不 规 定				—	—	
III	中粒和杂粒砂	≤3	不 规 定		≤50	≤50	≤5	≤1	
	中等亚砂土	6~10	不 规 定		5~15				
	轻砂质粘土	≤15			≤5				
	致密黄土		≤70	不 规 定			≤5		

续表

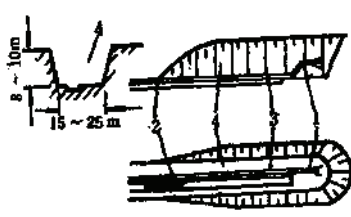
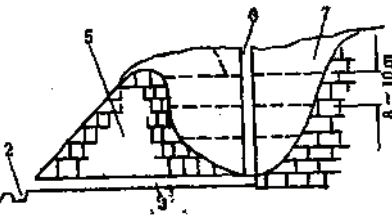
土岩组别	土 岩 名 称	土岩胶状特征 (含量%, 粒径mm)							
		粘土质的 ＜0.005	粉 状 的 0.005~0.05	砂 粒			砾 石 2~40	卵 石 43~60	
				小 粒 0.05~0.25	中 粒 0.25~0.5	大 粒 0.5~2			
Ⅱ	大 粒 砂	＜3	不 规 定				＞50	5~15	＜1
	重亚砂土	＜10							
	中级重砂质粘土	15~30	不 规 定				＞50	＜10	
	瘦粘土 (砂土)	＜40							
Ⅴ	含砾石土	＜5	不 规 定					＜25	＜25
	丰油性粘土	40~50						＜15	＜15
Ⅵ	含卵石土	＜5						＜40	＜40
	油性粘土	50~80						＜15	＜15

11.2 矿床开拓

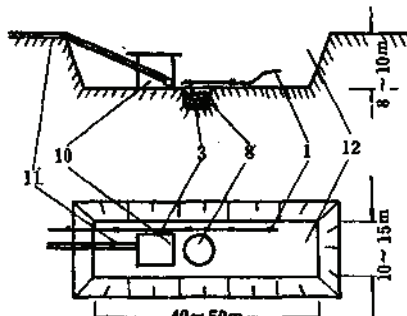
各种开拓方法及其适用条件和优缺点见表1-11-3。

各种开拓方法及其适用条件和优缺点

表 1-11-3

开拓方法	图 示	适用条件	优 点	缺 点
型沟开拓法		(1) 矿床有足够的倾斜。可以实现自流运输; (2) 型沟线路的掘进高度约在8m以内, 掘进工程量不大	(1) 施工时间短; (2) 生产可靠, 事故少; (3) 投资省, 水电耗用小, 成本低	(1) 砂矿低洼部分不能回采, 需用基坑法辅助; (2) 由于工作面平台坡度而残留的矿石, 需要进行二次回采
平硐凿井开拓法		(1) 卡斯特地区, 储量较多的低凹矿块。经开拓平硐而能实现自流运输; (2) 冲矿沟通过山坡, 而剥离高度不大于8m	(1) 水电耗用少, 生产成本低; (2) 生产可靠, 事故少	(1) 基建工程量大、投资多、施工时间长; (2) 如发生平硐堵塞事故, 则安全威胁大

续表

开拓方法	图 示	适用条件	优 点	缺 点
基坑开拓法		(1) 矿床位置 低于主冲矿沟; (2) 储量较少 的低凹矿块, 用以 上两法不经济者	(1) 可开采 低凹矿块及残 矿, 回采率较高; (2) 施工时 间短, 投产快	(1) 使用设备 多、投资多、水电耗 用多、生产成本低; (2) 矿泵事故 多、生产可靠性差、 生产管理及设备维 修工作量大; (3) 砂泵最近 次数多, 矿浆池开 掘和砂泵安装工程 量大

注: 1. 溜井分为垂直(断面 $1.3 \times 1.6\text{m}^2$)和倾斜(断面 $2 \times 2\text{m}^2$)溜井两种, 一般多用垂直溜井, 倾斜溜井一般为 30° , 由于维护困难, 溜浆管四周磨损不均, 需按时翻转, 降段复杂, 开掘工程量大, 故使用较少。溜井用密集支柱维护, 并安装直径为 $250 \sim 400\text{mm}$ 的输浆管顶端用钢板漏斗同地表相接, 漏斗口安装条筛, 筛孔约 100mm 。采准系用小水枪围绕溜井冲采, 并逐渐拆除井内支柱和管道, 直至下降一个台阶的高度。

2. 平硐断面一般为 $1.8 \times 2.6\text{m}^2$, 平硐中冲矿沟的布置方式有: 一是布置于平硐底板上, 硐内拥挤, 人行、检修、运送材料、清理泥浆等均不便, 但因施工简便, 投资少, 故用于服务年限短的工程; 另一是在平硐底板下开掘, 其效果则与前者相反, 在管道与冲矿沟的联结处应设缓冲池(即消力池)。

3. 基坑的开掘可一次掘到矿床底板称基坑一次开掘法; 也可分阶段逐次完成, 称基坑逐次开掘法, 均依矿体厚度和开掘工程量而定。

4. 表图中 1—水枪; 2—冲矿沟; 3—供水管; 4—型沟; 5—圈岩; 6—溜井; 7—砂矿; 8—矿浆池; 9—平硐; 10—砂泵房; 11—输浆管; 12—基坑。

11.3 采矿方法

11.3.1 冲采方法

各种冲采方法及其适用条件和优缺点见表11-4。

11.3.2 土岩预先松动方法

为使土岩预先塌落, 以利水枪冲采, 降低水电消耗, 提高水枪效率, 降低采矿成本, 应使土岩预先松动。

11.3.2.1 爆破松动法

用爆破方法松动土岩, 然后用水枪冲采, 此法在生产中应用较多, 又可分为三种方式:

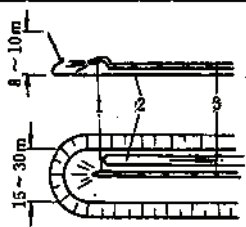
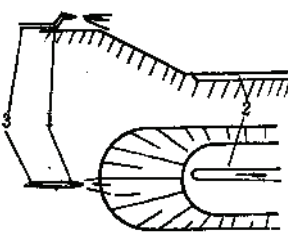
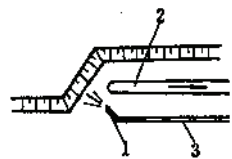
(1) 小孔爆破多用于阶段下部辅助掏槽爆破和工作面平台底板残矿的预先松动。炮眼直径 $32 \sim 50\text{mm}$, 眼深 $1.5 \sim 2.5\text{m}$, 人工打眼工班效率约 $25 \sim 30\text{m}^3$ 平均炸药消耗量 $0.05 \sim 0.1\text{kg}/\text{m}^3$ 。

(2) 中孔爆破用于工作平台底板残矿的爆破松动和在工作平台上部为降低台阶高度的爆破松动。炮孔直径 $100 \sim 120\text{mm}$, 孔深 $1.5 \sim 2.0\text{m}$, 人工穿凿工班效率 $< 6\text{m}$, 炸药消耗量 $0.03 \sim 0.04\text{kg}/\text{m}^3$ 。

(3) 硐室爆破是松动阶段的主要方法, 平硐规格为 $0.8 \times 1.2\text{m}^2$, 小圆井直径为 1.2m , 硐室为 $0.8 \times 1.2 \times 1.2\text{m}^3$, 最小抵抗线为阶段高度的 $0.6 \sim 0.85$, 炸药消耗量为 $0.4 \sim 0.6\text{kg}/\text{m}^3$ 。

各种冲采方法及其适用条件和优缺点

表 1-11-4

冲采方法	图 示	适用条件	优 点	缺 点	备 注
逆向冲采法		(1) 矿层厚度大; (2) 砂矿致密、粘性大、难冲采; (3) 砂矿易于流运	(1) 水枪射流的冲击力利用充分; (2) 耗水量较少	水枪距工作面必须有安全距离, 致使工作面较远, 降低了冲采能力, 如用遥控水枪, 则此缺点可克服	水枪射流在阶段底部掏槽, 槽深0.6~0.9m
顺向冲采法		(1) 开采薄矿层; (2) 砂矿粘结性差, 含砾石多, 易冲采; (3) 砂矿难于流运; (4) 回采底板残矿; (5) 开掘壁沟	劳动条件较好	(1) 耗水量较大; (2) 冲采效率低	
侧向冲采法		(1) 开采山坡较陡的矿床; (2) 台阶较高, 土容易沿底板滑落而威胁安全	作业安全	(1) 射流压力利用率低; (2) 冲采效率低	

注: 表图中 1—水枪; 2—冲矿沟; 3—供水管。

硐室爆破松动和未松动的冲采效果比较见表1-11-5。

预先松动和未松动比较表

表 1-11-5

矿 山 名 称	项 目	预 先 松 动	未 松 动
云锡古山	台时冲采效率 (m³)	70~144	40~52
	耗 水 量 (t/t)	1.0~1.1	1.5~2.0
云锡黄茅山	台时冲采效率 (m³)	140	40
	耗 水 量 (t/t)	1.2~1.5	1.8~2.2
平桂珊瑚矿	台时冲采效率 (m³)	33.1	21.3
	耗 水 量 (t/t)	6.5	10.3
	耗 电 量 (kwh/m³)	3.8	5.3

11.3.2.2 水压松动法

此法适用于具有渗透性的土岩, 是借插管将高压水注入土岩中, 使土岩水容度增大, 粘结力降低, 内摩擦角减小, 塑性指数提高, 达到在重力作用下塌落松散之目的。

水压松动的技术经济指标见表1-11-6。

水压松动的技术经济指标

表 1-11-6

矿 山 名 称	云锡老厂	云锡新冠	云锡新冠	平 桂 矿 务 局		
土 岩 性 质	矿质粘土	上部砂质粘土 下部致密粘土	致密粘土	含砾石18%的 硬砂质粘土	含砾石24%的 粘土质土	底部含砾石20% 的黄土状土
阶段坡面角(°)	83	75	60~70	85	85	87
阶段高度(m)	7	6.5	9.6	10	97	6.1
插管至坡顶线距离(m)	2	2.5	3.2	1.5~2.3	1.2~2.3	1.8
插管间距(m)	4	3.4~5.3	4	2~4	3	2.4
插管深度(m)	2	2.2	4.8	2.1	2.1	2.1
插管数量(根)	3	4	4	4	4	3
插管直径(mm)	18	18	18	15	15	15
插管水压(kPa)	117.6	245	294~441	431.2~480.2	387.5	450.8
全部塌落时间(min)	16	34	150	390	432	258
塌落土方量(m³)	80	357	590	213	300	164
单位耗水量(m³/m³)	0.114	0.042	0.104	0.74	0.49	0.42
单位耗电量(kwh/m³)				0.28	0.3	0.23
每吨落矿直接成本(元)		0.035				

11.3.2.3 推土机松动法

此法从降低工作面的阶段高度为主,以求冲采作业安全。推土机向阶段坡面推动,每次推动厚度约10~15cm,往返坡度不应超过14°,详见第四章。

11.3.3 工作面构成要素

11.3.3.1 水枪与工作面的距离

水枪距工作面的最小距离,主要根据人员和设备的安全条件确定,即在土岩崩落时不受损伤,根据土质的不同可按下式计算:

$$l = \beta H \quad (1-11-1)$$

式中 l ——水枪与工作面的距离, m;

H ——阶段高度, m;

根据砂矿层厚度,参见表1-11-7确定;

β ——系数,其值与土岩性质有关,当夹有块石较多时,其值应大些,通常为:

致密黄土及粘土: $\beta = 1.2$;

泥质土: $\beta = 1.0$;

砂质粘土: $\beta = 0.6 \sim 0.8$;

砂质土: $\beta = 0.4 \sim 0.6$ 。

水枪和砂泵距工作面距离的实例,见表1-11-7。

11.3.3.2 水枪采掘带宽度

对致密土质为15~20m,松散土质为20~30m。采掘带的平均宽度为:

$$B = (1.0 \sim 1.5) L_0 \quad (1-11-2)$$

$$L_p = (0.2 \sim 0.3) L = (0.2 \sim 0.3) 1.73 H_0$$

$$= (0.346 \sim 0.52) H_0 \quad (1-11-3)$$

水枪和砂泵距工作面距离实例

表 1-11-7

矿山名称	距工作面距离 (m)		台阶高度 (m)	工作面底板坡度 (%)
	水 枪	砂 泵		
云锡砂矿	14~18	—	8~15	6~8
平桂砂矿	6~13	<100	5~10	5~6
八一钨矿	8~16	—	3	7~8
海南某铁矿	10	60~80	8~9	12
南山海稀土矿	6~9	60	9	4
板溪钨矿	—	40~60	7~11	5
泗洲砂铅矿	—	25~30	8~14	6~10

式中 B ——采掘带的平均厚度, m;

L_0 ——水枪有效射程, m;

L ——水枪最大射程, m;

H_0 ——射流工作压头, $\times 10^4 \text{Pa}$ 。

矿山实际资料, 见表1-11-8。

采掘带宽度实例

表 1-11-8

矿山名称	台阶高度 (m)	工作压头 (10^4Pa)	采掘带宽度 (m)	土 岩 名 称
云锡砂矿	8~15	100~120	25~30	重砂质粘土
平桂砂矿	5~10	50~100	20~30	含砾石重砂质粘土
南山海稀土矿	9	10~30	15	以黄色细砂层为主
板溪钨矿	7~11	40~60	25	覆盖层为耕植土和砂质粘土, 含矿层为砂土和砂砾
泗洲砂铅矿	8~14	60~80	12.5	覆盖层为土状和粘土状, 含矿层为粘土及砂砾石
陆丰砂矿		50~60	25	中 粒 砂
八一钨矿	3	50~90	20~30	覆盖层为松软砂质粘土, 含矿层为致密粘性黄土

11.3.3.3 设备的移动

为提高冲采强度, 水枪应尽可能靠近工作面。在开采过程中, 冲采工作面不断向前推移, 当超过水枪的有效射程时, 水枪必须向工作面方向移动, 其移动步距 (a) 为:

$$a \leq L_0 - l \quad (1-11-4)$$

a 常取每节管长, 一般为6m左右; 为提高冲采效率, 也可取2~3m。

为使水枪在移动时不停止生产, 工作面应设置备用水枪。

水枪移动的实际资料见表1-11-9。

矿泵的移动较为困难复杂, 移动一次需40~50人 (如用拖拉机则需8~10人), 工作8小时, 全部工程需150~200个工班。一般50~100m移动一次, 也有200m移动一次的。也可将砂泵吸入管加长50~60m后, 再移动砂泵, 以减少移动工程量。

水枪移动耗用工数和时间

表 11-11-9

矿山名称	移动步距 (m)	移动方法	耗用工数	每工数耗用时间 (min)
云锡砂矿	4~6	人工	4~6	30~40
平桂砂矿	5~6	人工	3~4	30~40
八一锰矿	6	人工	2~3	—
南山海稀土矿	8~10	人工		
湘乡铅矿	2~5	人工		

11.3.4 辅助作业方法

11.3.4.1 泥团处理方法

矿石中含粘土泥团过多时,水枪难于冲散大块泥团沿冲矿沟沟底滚动或推移,矿浆浓度较高时,泥团越滚越大,以致在冲矿沟坡度变缓或转弯处,沉积堵塞,造成事故。可在冲矿沟起始段(约80m以内)设固定条筛,隔出泥团等,并用水枪冲碎,以防事故。

条筛主要由平筛和斜筛组成,平筛同冲矿沟平行布置,条筛与其下部冲沟底板的落差不小于0.5m,筛的安装倾角为20°,筛长约5m;筛的另一端垂直装斜筛,倾角35°~40°,破碎泥团后留下的废石,用小水枪冲入此筛,落入下面的皮带或废石仓,用矿车运走。筛孔25mm,最大者可达100mm。安装小水枪三台,喷嘴直径32~38mm,水压588~981kPa,耗水量约0.2~0.4t/t。这是处理泥团的主要方法,适用范围广,效果良好。

11.3.4.2 残矿回收方法

(1) 矿浆自流坡残矿的回收,一般经打眼爆破松动残矿,然后用水枪(胶管小水枪),喷嘴直径19~32mm冲采,并用小型移动砂泵(如102mm砂泵)送矿浆至冲矿沟(或主砂泵的矿浆池)运走。为减小生产过程中的残矿量,当采用逆向冲采法时,采后可调整喷嘴直径,并用顺向冲采法清扫底板残矿,及时运走。

(2) 喀斯特溶洞残矿的回收是用小型移动矿泵配合小水枪冲采。当溶洞狭小,4×25.4mm砂泵无法工作时,可用水力扬升器,冲采供水压力约6×0.1MPa,单机回采效率约3~5m³/h。

(3) 用胶管小水枪和小型移动砂泵回采残矿的实际指标见表11-11-10。

残矿回采指标

表 11-11-10

土岩性质	喷嘴直径 (mm)	喷嘴与工作 面距离 (m)	喷嘴压力 (0.1MPa)	水枪流量 (m³/h)	矿浆浓度 (%)	单机回采效率 (m³/h)	耗水量 (t/t)
胶泥	19	2~4	6	37.9	7.7	2.9	
半硬质胶泥	19	2~2.5	6	37.9	10.1	3.8	
致密粘土	25~32	2~4	6~10		10~12	10~15	1.8~6

11.3.4.3 废石清理方法

(1) 用人工将工作面废石挑运至排弃场,应有足够的备用工作面,因效率低,且劳动强

度大。

(2) 大块(如1-2t的)可用14~20kW不带耙斗的绞车拖走,或耙入装车斗台,装车推走。电耙绞车和滑轮需经常移动,辅助工作频繁,矿层薄时更甚。

(3) 在采场边帮至排弃场架设小索道,带爪钩的可清理大石块,带斗的(斗容0.2~0.5m³)可清理小块废石,但需人工装载。运距100~200m,装设坡度10°~30°,一人开车,一人装车,生产能力4.5~5t/h。

(4) 拖石船适用于矿层底板平整,上拖角小于40°,段高5m以下效率较高,拖船返回用人工牵引,拖距以10~30m为宜,生产能力为12~13m³/台·班。

(5) 捞石机可捞除大于50mm的石块。该机装于进入矿浆池前的冲矿沟内,该处沟槽应较规则,宽度在500~600mm。捞出的块石用矿车或移动式胶带输送机运走。

11.3.4.4 采空区处理方法

为减少暴雨天的排水工作和保障采场作业安全,采空区应用剥离废石或尾矿回填,填平后用表土覆盖0.3~0.5m,以复垦为耕地。

11.3.5 冬季的水力开采工作

水力开采一般不适于严寒地区,对气温在-5℃的地区进行水采时,应采取下列措施:

- (1) 在开采地段进行地表防寒;
- (2) 对水泵和砂泵进行防寒;
- (3) 设置备用水管。

防止水管冻结的主要措施:在水管较低点装设放水闸阀,工作停止时将水管中的水放出,也可将管道埋于地下深度不小于0.7m,或将水管置于雪中,并在其上洒水,使表面冻结,亦可在其上铺盖马粪、锯末、炉渣等保温材料,或采用泡沫混凝土。

对冬季开采地段,应尽量采取减少水耗量的措施,并采用高阶段。水枪水柱的工作压力应比夏季高50~60%,采场底板坡度比夏季大25~30%。

11.3.6 矿石的贫化和损失

11.3.6.1 采出矿石品位

在开采过程中,由于不够工业品位的表土和夹层的混入,使出矿品位降低,但同时又有部分废石(砾石和卵石等)被筛出,又使出矿品位提高。

出矿品位可按式计算

$$\alpha = \frac{h_1 \left(\frac{\alpha_1}{1 - \beta_1} \right) + h_2 \left(\frac{\alpha_2}{1 - \beta_2} \right) + h_3 \left(\frac{\alpha_3}{1 - \beta_3} \right)}{h_1 + h_2 + h_3} \quad (1-11-5)$$

式中 α ——出矿品位, % (或g/m³);

$\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3$ ——分别为混入的表土层和夹层的品位及含矿层的品位, % (或g/m³);

$\beta_1, \beta_2, \beta_3$ ——分别为混入的表土层、夹层和含矿层在工作面隔出的不含品位的大块废石率(重量比或体积比), %;

h_1, h_2, h_3 ——分别为混入的表土层和夹层的厚度以及含矿层的厚度, m。

当水枪剥离时,通常为:

$$h_1 = 0.5 \sim 1 \text{ m},$$

当人工或其他机械剥离时,

通常为: $h_1 = 0.2 \sim 0.5 \text{ m}$ 。

11.3.6.2 采出矿石量

可按下列式计算:

$$Q_1 = Q_1' (1 - K) \frac{h_1 (1 - \beta_1) + h_2 (1 - \beta_2) + h_3 (1 - \beta_3)}{h_3} \quad (1-11-6)$$

式中 Q_1 ——采出矿石量, m^3 (或t);

Q_1' ——工业储量, m^3 (或t);

K ——损失率, %;

其他符号意义同前。

11.3.6.3 隔除废石量

可按下列式计算:

$$Q_2 = A_1 \beta_1 + A_2 \beta_2 + Q_1' \beta_3 \quad (1-11-7)$$

式中 Q_2 ——工作面隔除废石量, m^3 (或t);

A_1 ——混入的表土量, m^3 (或t);

A_2 ——混入的夹石量, m^3 (或t)。

其他符号意义同前。

11.3.6.4 矿石贫化率

矿石贫化的原因如下:

- (1) 覆盖矿体的表土未被完全剥除;
- (2) 矿体内的土岩夹层未被剔除;
- (3) 松软破碎的矿体底板的混入。

贫化率可按下列式计算:

$$\rho = \frac{\alpha_3 - \alpha}{\alpha_3}, \% \quad (1-11-8)$$

式中 ρ ——贫化率, %

其他符号意义同前。

贫化率一般为5~10%。

11.3.6.5 矿石损失率

矿石损失的原因如下:

- (1) 部分残矿不能全部回收;
- (2) 在工作面冲矿沟和矿浆池中, 以及在采矿场底板有部分矿石沉淀造成损失;
- (3) 在采矿场底板有裂隙或溶洞时, 常有部分矿石不能采出。

损失率 K (%) 可按下列式计算:

$$K = \frac{Q_1' - Q_1}{Q_1} \quad (1-11-9)$$

损失率一般为5~10%。

11.3.7 水量损失

11.3.7.1 工作面的水量损失 Q

$$Q = VqP \quad (1-11-10)$$

式中 V ——冲采的砂矿体积, m^3 ;

Q ——水量损失, m^3 ;

q ——单位耗水量, m^3/m^2 ;

P ——水量损失的百分数, %; 砂质土岩为10%, 粘土为15~20%。

主要是工作面底板渗透和蒸发耗损, 干季较大, 约占总耗损水量的70~80%, 雨季几乎没有。

11.3.7.2 冲矿沟中的水量损失

主要是矿浆溢出和蒸发耗损, 约占总耗损水量的10~15%。

11.3.7.3 水沟中的水量损失 σ

$$\sigma = \frac{1.9}{Q^{0.4}} \quad (1-11-11)$$

式中 σ ——每公里水量损失的百分数, %;

Q ——水的流量, m^3/s 。

主要是水沟的漏水, 渗透和蒸发损失, 约占总耗损水量的10~15%。

11.3.7.4 排弃场中的水量损失 q_0 (m^3),

$$q_0 = V(m - \omega) \quad (1-11-12)$$

式中 V ——排弃场自然状态下的砂土体积, m^3 ;

m ——砂土的孔隙度, %;

ω ——砂土的自然湿度, %。

水量损失占总用水量的15~20% (称总耗损水量), 干季为20~25%, 雨季为5~10%。

11.4 水枪的选择与计算

国产水枪的技术性能详见附录1。

11.4.1 单位耗水量和工作压头

耗水量和压头可经水采试验得出; 或参照类似矿山选取, 参见表1-11-11, 也可参考表1-11-12选取。

水枪的工作压头, 还可根据砂矿的性质, 由下式求得:

$$H_0 = (1.1 \sim 1.3) Kf \quad (1-11-13)$$

式中 H_0 ——工作压头, $10^4 Pa$;

K ——砂矿的松散孔隙渗透系数;

f ——砂矿的普氏硬度系数。

部分砂矿水枪工作压头和耗水量

表 1-11-11

矿山名称	土 岩 性 质	工作压头 (10^4 Pa)	单位耗水量 (m^3/m^3)	阶段高度 (m)
平桂矿务局	残坡积、冲积及风化壳砂矿。土岩为砂质粘土，含砾石粘土，局部油性粘土。厚度几米至几十米	50~100	7~10	5~10
云锡公司	残坡积、冲积矿床。上部为人工堆积、中部为棕红色、黄色及棕黑色粘土层、粘性较大。厚度几米至几十米	100~120		8~15
八一锰矿	堆积氧化锰矿。表土为砂质粘土、含矿层为粘性黄色土	50~90		3
东湘桥锰矿	残坡积氧化锰矿。表土为亚砂土及粘土，最厚 5m，含矿层为粘土及亚粘土	60~70	6.3~7	3~4
海南乌场铁矿	海滨砂矿。中粒砂、部分有大粒砂，平均厚 9.5m	20	1.2~1.5	8~9
南山海稀土矿	海滨砂矿。黄色细砂层为主平均厚 4m	10~30	4.8~5.3	9
板潭砂锡矿	河床冲积砂矿。表土为砂质粘土和砂土、含矿层为砂层和砂砾层最厚 14.4m，平均厚 5m	40~60	4.7~8.7	7~11
永汉石英	永汉为冲积砂矿。砂粘土层，砂层和砂砾层。石英为风化壳矿床。形成残坡积和山间冲积砂矿	50~100	2.8~6.4	3~9

水枪压头和耗水量

表 1-11-12

土 岩 组 别	土 岩 名 称	阶 段 高 度 (m)								
		3~5			5~15			>15		
		单位耗水量 (m^3/m^3)	压 头 (10^4 Pa)	工作面 最小允许坡度 (%)	单位耗水量 (m^3/m^3)	压 头 (10^4 Pa)	工作面 最小允许坡度 (%)	单位耗水量 (m^3/m^3)	压 头 (10^4 Pa)	工作面 最小允许坡度 (%)
I	预先松散的非粘 性土	5	30	2.5	4.5	40	3.5	3.5	50	4.5
II	细 粒 砂		30	2.5		40	3.5		50	4.5
	粉 状 砂		30	2.5		40	3.5		50	4.5
	轻亚砂土	6	30	1.5	5.4	40	2.5	4	50	3
	松散黄土		40	2.0		50	3		60	4
	风化泥炭		40	—		50			60	—
III	中 粒 砂		30	3		40	4		50	5
	各种粒子砂	7	40	1.5	6.3	50	2.5	5	60	3
	中等亚砂土		50	1.5		60	2.5		70	3
	轻砂质粘土致密黄土		60	2		70	3		80	4
IV	大 粒 砂		30	4		40	5		50	6
	重亚砂土	9	50	1.5	8.1	60	2.5	7	70	3
	中及重砂质粘土		70	1.5		80	2.5		90	3
	瘦 粘 土		70	1.5		80	2.5		90	3
V	含砾石土	12	40	5	10.8	50	6	9	60	7
	半油性粘土		80	2		100	3		120	4
	含卵石土	14	50	5	12.6	60	6	10	70	7
	油性粘土		100	2.5		120	3.5		140	4.5

11.4.2 水枪的水力计算

11.4.2.1 水枪射流出口处的速度 v (m/s)

$$v = \varphi \sqrt{2gH_0} \quad (1-11-14)$$

式中 φ ——喷嘴速度系数, 收敛圆锥形 ($8^\circ \sim 13^\circ$) $\varphi = 0.92 \sim 0.96$, 一般取 0.94;

g ——重力加速度, $g = 9.81$, m/s²;

H_0 ——水枪喷嘴出口断面的工作压头, 10^4 Pa。

简化上式得

$$v = 4.17 \sqrt{H_0} \quad (1-11-15)$$

出口处速度见表 1-11-13。

11.4.2.2 射流流量 Q (m³/s)

$$Q = \mu w \sqrt{2gH_0} \quad (1-11-16)$$

式中 μ ——流量系数, 如射流未经压缩, 则 $\mu = \varphi$,

w ——喷嘴出口截面积, $w = \frac{\pi d_0^2}{4}$, m²;

d_0 ——水枪喷嘴直径, m

简化上式得

$$Q = 3.29 d_0^2 \sqrt{H_0} \quad (1-11-17)$$

射流流量见表 1-11-13。

11.4.2.3 水枪喷嘴直径 d_0 (m)

当水枪工作压头 H_0 和喷嘴流量 Q 已确定, 则

$$d_0 = 0.55 \sqrt{\frac{Q}{H_0}} \quad (1-11-18)$$

11.4.2.4 水枪射流的功率 N (kW)

$$N = 32.1 d_0^2 \sqrt{H_0} \quad (1-11-19)$$

11.4.2.5 水的单位耗电量 E (kWh/m³)

$$E = 3.2 \times 10^{-3} H_0 \quad (1-11-20)$$

11.4.2.6 水枪的射程 L_1 (m)

$$L_1 = \frac{v^2}{g} K \sin 2\alpha \quad (1-11-21)$$

$$\text{或 } L_1 = 1.8 K H_0 \sin 2\alpha \quad (1-11-22)$$

式中 α ——水枪仰角, ($^\circ$);

K ——空气阻力系数, $K = 0.9 \sim 0.95$;

当 $\alpha = 45^\circ$ 时射程最大, 最大射程 L (m);

$$L = 1.71 H_0 \quad (1-11-23)$$

实际有效射程 L_0 要小得多:

$$L_0 = 0.2 \sim 0.3 L \quad (1-11-24)$$

11.4.2.7 水枪射流的冲击力(0.1MPa);

$$P_L = \left(\frac{m}{\frac{L}{d_0} + 30} \right)^2 P_0 \quad (1-11-25)$$

式中 P_L ——距离喷嘴 L 处射流断面上平均单位面积的冲击力, 0.1MPa;

P_0 ——喷嘴出口处射流断面上平均单位面积的冲击力, 0.1MPa

$$P_0 = 0.2H_0;$$

L ——射流计算断面距喷嘴出口处的距离, m;

m ——系数随 H_0 和 L 而变化, 当 $d_0 \geq 50\text{mm}$, 而 $\frac{L}{d_0} \geq 10.7$ 时, m 值可采用 40.7。

11.4.2.8 水枪内部和喷嘴的压头损失

1. 水枪内部压头损失 h_1 (10⁴Pa)

$$h_1 = KQ^2 \quad (1-11-26)$$

式中 Q ——水枪流量, m³/s;

K ——系数, 我国常用水枪一般为 80~100, 平射时较小, 俯射时较大, 仰射时可取中间值。

2. 喷嘴压头损失 h_2 (10⁴Pa)

$$h_2 = e \frac{v^2}{2g} \quad (1-11-27)$$

式中 e ——系数, $e = 0.06$;

其余符号意义同前。

常用的水枪压头, 喷嘴直径和流量的关系见表 1-11-13。

水枪压头、喷嘴和流量的关系

表 1-11-13

水枪工作压头 (10 ⁴ Pa)	水枪喷嘴出口处水流速度 (m/s)	每米 ³ 水的耗电量 (kWh)	水 枪 喷 嘴 直 径 (mm)											
			32	38	44	50	52.5	75	87.5	100	125	150	175	200
			喷 嘴 流 量 (m ³ /h)											
10	13.32	0.032	38	54	72	96	148	212	288	378	602	893	1153	1593
20	18.80	0.064	54	76	102	133	209	294	407	637	840	1207	1620	2125
30	23.07	0.096	68	93	125	166	256	368	504	858	1027	1477	1980	2575
40	26.60	0.128	76	108	144	191	292	425	576	765	1188	1703	2225	2850
50	29.70	0.160	85	121	162	212	328	475	648	846	1315	1890	2538	3310
60	32.60	0.192	94	132	177	230	360	522	702	925	1440	2070	2770	3710
70	35.20	0.224	101	143	191	248	389	558	760	1010	1548	2250	2835	4015
80	37.60	0.256	108	152	204	266	414	594	817	1073	1657	2412	3205	4250
90	39.90	0.288	115	161	217	284	439	630	868	1134	1764	2598	3420	4500
100	42.10	0.320	121	170	228	299	464	666	915	1195	1854	2685	3600	4720
110	44.15	0.352	127	179	240	313	488	702	958	1258	1940	2810	3745	4940
120	46.15	0.382	132	187	250	328	508	731	1000	1370	2027	2930	3910	—
130	48.00	0.416	138	194	261	339	529	760	1044	1385	2110	3053	4050	—
140	49.80	0.448	143	202	271	349	547	787	1080	1420	2188	3168	—	—
150	51.60	0.480	148	208	278	360	565	817	1116	1470	2267	3273	—	—

11.4.3 水枪的设备计算

11.4.3.1 水枪生产能力 $A(\text{m}^3/\text{h})$

$$A = \frac{Q}{q} \quad (1-11-28)$$

式中 Q ——水枪射水量, m^3/h ;

q ——土岩单位耗水量, m^3/m^3 。

阶段高为11~15m时,水枪冲采的生产能力可参见表1-11-14。当阶段高度小于11m或大于15m时,水枪冲采能力应乘以修正系数,参见表1-11-15。

水 枪 冲 采 能 力

表 1-11-14

水枪射水量 (m^3/h)	土 岩				
	I	II	III	IV	V
	水 枪 冲 采 能 力 (m^3/h)				
360	72	60	45	33	20
540	108	90	68	49	30
720	144	120	90	65	40
900	180	150	112	82	50
1080	216	180	135	98	60

修 正 系 数

表 1-11-15

阶段高度 (m)	修正系数	阶段高度 (m)	修正系数
<6	0.80	11~16	1.00
6~10	0.95	>15	1.10

11.4.3.2 水枪需用台数 $M(\text{台})$

$$M = \frac{Q_1}{Q} \quad (1-11-29)$$

式中 Q_1 ——按土岩生产能力计算的所需水量, m^3/h ;

$$Q_1 = \frac{V_1 q}{t_1 t \eta} \quad (1-11-30)$$

V_1 ——土岩生产能力, m^3/a ;

t_1 ——年工作天数, d ;

t ——昼夜工作小时数, h ;

η ——工作时间利用系数,采场无备用砂泵时,一般 $\eta=0.65\sim0.75$,具有50%的备用砂泵时, $\eta=0.75\sim0.85$ 。

水枪的备用量根据冲采作业条件,如矿块分布情况,对矿浆质量的要求(品位、含泥量等)以及工作面辅助作业的设施情况等因素而定,其备用量为20%~100%。

11.5 水 力 运 输

11.5.1 沟道线路选择

- (1) 必须保证全线各段沟槽的块度大于砂矿流动的临界水力坡度;
- (2) 应使填挖方工程量最少, 架空部分也最少;
- (3) 沟道应尽可能为直线, 避免曲折部分过多, 线路转角一般不小于 120° , 沟槽转角处最好有100mm的落差, 以防砂石沉积阻塞, 曲线半径应大于沟底宽度的20倍;
- (4) 应满足材料运输的便利, 施工方便, 维修简单等条件;
- (5) 尽可能使大部分剥离物和砂矿能自流运输, 少用辅助砂泵扬送;
- (6) 为了充分利用自流运输, 在地形条件限制时, 可采用自流管和倒虹管。

11.5.2 自 流 运 输

地形条件适宜时, 应尽量采用自流运输。自流运输分为沟槽和管道两种方式, 目前沟槽运输被广泛采用, 因可就地取材, 基建投资少。

11.5.2.1 自流运输的使用条件

$$\frac{H_1 - H_2}{L} \geq i \quad (1-11-31)$$

式中 H_1 ——工作阶段底部标高, m;
 H_2 ——选厂储矿池或排弃场顶部标高, m;
 L ——沟道线路长度, m;
 i ——运输矿浆所需的坡度。

11.5.2.2 主要参数的选取

沟槽坡度、砂浆流速、土岩粒度和矿浆浓度等主要参数的选取, 可参考下列试验资料, (见表1-11-16, 1-11-17) 和矿山生产实际资料 (见表1-11-18)。

冲矿沟、槽坡度

表 1-11-16

被运输的土岩名称	冲矿沟、槽的最小坡度		
	木质溜槽	混凝土沟	土 沟
黄土、细粘土、淤泥	0.008~0.015	—	0.015~0.02
含15%以下细砂的粘土	0.01~0.020	0.015~0.025	0.02~0.03
细粒砂和砂壤土	0.015~0.025	0.025~0.030	0.03~0.04
中 粒 砂	0.025~0.035	0.03~0.035	0.04~0.07
粗 粒 砂	0.03~0.060	0.035~0.050	0.06~0.08
卵石、砾石	0.06~0.100	0.05~0.100	0.08~0.12

11.5.2.3 沟槽断面型式的选择

沟槽断面形状以湿周最小者为好, 半圆形沟槽的湿周最小, 但难以制作, 故生产中广泛采用矩形和梯形断面 (见图1-11-1, a、b)。

矩形断面的优点是: 流深较大, 开掘工程量小, 砌筑较方便。其缺点是: 更换沟底衬板

砂锡矿试验资料

表 1-11-17

厂 矿	试验 次数	矿石平 均粒度 (mm)	矿 石 含泥量 (%)	矿 石 比重	矿浆重 量浓度 (%)	水力 半径 (cm)	矿浆 深度 (cm)	沟槽 坡度 (%)	矿浆 流速 (m/s)	矿浆运动 状 态	备 注
老 厂 和平坑	4	0.897	42.3	2.75	12.43	2.73	6.04	4~5	1.986	临界流速	无淤积沉淀流运良好
	12	1.084	59.4	2.80	15.65	2.77	6.22	4~5	2.02	同 上	同 上
	6	0.896	39.3	2.80	18.23	2.77	6.22	4~5	1.41	低小流速	沟底有沉淀,厚10cm
	3	1.01	38.2	2.80	20.04	2.77	6.28	4~5	1.93	同 上	沟底有沉淀局部有阻塞
新 冠	11	0.54	82	2.58	18.90	4.6	8.6	4~5	3.56	高 流 速	全部呈悬浮状态有冲刷
	10	0.41	82	2.58	24.80	4.91	7.3	4~5	3.01	临界流速	无淤积,流运良好
	5	0.72	80	2.58	21.90			4~5	1.91	低小流速	有淤积沉淀厚5~10cm
黄茅山	12	0.53	60	2.50	23.70			5	1.9	同 上	有淤积沉淀厚约7.4cm

矿山生产实际资料

表 1-11-18

厂 矿	矿石平均 粒 度 (mm)	矿 石 含泥量 (%)	矿 石 比重	矿浆浓度		冲矿沟坡度(%)			矿浆流速(m/s)			备 注
				单位 耗水 (t/t)	浓度 (%)	最大	最小	平均	最大	最小	平均	
老 厂 和平坑 新 冠	0.72~1.1	55~65	2.75	2.6	27.0	7	5	6	2.8	2.2	2.5	临界流速,流运情况良好
	0.72~1.1	65~65	2.75	3	24.4	—	—	6	—	—	2.7	同 上
	0.373	80.13	2.58	3.9	20.0	18	6	9	8	5	6.6	高流速,流速很大,冲刷力很大
	0.41	80.00	2.58	3.2	23.3	—	—	4	—	—	3.1	临界流速,流运情况良好
黄茅山	0.53	68	2.5	2.9	25.0	6.5	5	6	2.6	2.0	2.3	同 上
	1.29	57.4	2.82	3.4	22.3	—	—	11	—	—	3.1	同 上
	0.9	65	2.8	3.5	21.7	5.0	4.5	4.8	2.96	2.8	2.9	同 上
卡 房	1.24	60	2.8	1.5	39.5	—	—	7	2.4	2.2	2.3	同 上
	1.82	50	2.8	2.5	27.8	—	—	7	—	—	1.98	同 上

不方便,大泥团较多时易卡住阻塞,水力半径较小。但梯形断面的优缺点则与之相反。综合矩形与梯形的优缺点,以采用上半部为矩形,下半部为梯形的断面为好(见图1-11-1c)。

自流管和倒虹管可视为沟槽的特例。

沟道的经济水力断面,除半圆形外,以半个正方形的梯形和半个正方形的矩形断面为佳,其算式如下:

$$\text{梯形: } h = b \sin 60^\circ = 0.865b \quad (1-11-32)$$

$$\text{矩形: } h = 0.5b \quad (1-11-33)$$

式中 h ——液流深度, m,

b ——沟槽宽度, m。

矿山实际运用的沟槽底宽约为0.4~0.5m,砌筑高度约0.5~0.7m,为液流深度的

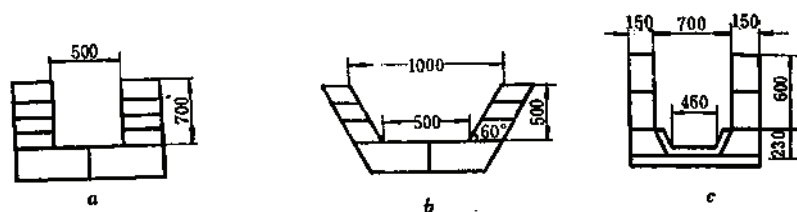


图 1-11-1

a—石灰岩矩形沟断面；b—石灰岩梯形沟断面；c—辉绿岩铸石梯形与矩形沟断面

1.5~2倍。

11.5.2.4 沟槽衬砌材料的选取

常用的衬砌材料有石灰岩、花岗岩、耐磨铸铁和辉绿岩铸石等，其次是高强度混凝土和铁屑混凝土等。选取衬砌材料的主要条件是耐磨、坚固、阻力小、造价低。石灰岩可就地取材、造价低，但耐磨性差，粗糙系数大。辉绿岩的耐磨性最好，粗糙系数最小，但性脆易碎安装困难，坚固性差。

各种主要衬砌材料的耐磨性资料见表1-11-19和表1-11-20。

衬砌材料磨损程度试验资料

表 1-11-19

建沟材料	矿石平均粒度 (mm)	矿浆浓度 (%)	冲矿沟坡度 (%)	磨损程度 (mm/万t)	备 注
竹筋混凝土	0.373	19.2	18	52	24小时露筋，72小时竹筋冲走
沥青混凝土	0.373	19.2	18	20	7天后沥青全部冲走，运送500万t矿石磨损100mm
石灰岩	0.373	19.2	18	4.2	运送25万t矿石，磨损100mm
高强度混凝土	0.373	19.2	18	3.3	运送30万t矿石，磨损100mm
高强度铁屑混凝土	0.373	19.2	18	3.3	同上
花岗岩	0.373	19.2	18	0.25	运送400万t矿石，磨损160mm
铸铁槽	0.423	23.5	6	0.20	运送250万t矿石，磨损50mm
辉绿岩铸石	0.423	23.5	6	0.022	运送100万t矿石，磨损2.2mm

衬砌材料磨损程度 (mm/万t矿石) 矿山实际资料

表 1-11-20

厂 矿	矿石平均粒度 (mm)	矿浆浓度 (%)	冲矿沟坡度 (%)	矿浆流速 (m/s)	水 槽	高强度 混凝土	石灰岩	花岗岩	铸铁槽	辉绿岩铸石
老 厂 和平坑	0.8~1.1	27.0	6	2.2	40	2.5	1.3	0.20	0.18	约0.02
	0.8~1.1	27.0	9	2.8	—	—	2.0	0.22	0.22	—
黄茅山	0.504	25.0	6	2.6	—	—	1.3	0.19	—	—
	0.504	25.0	5	2.0	—	—	—	—	0.17	0.02
卡 房	1.24	29.5	8	2.43	—	—	2.0	0.20	0.18	0.022
	1.24	29.5	10	2.85	—	—	2.2	0.24	0.20	0.025
新 冠	0.373	23.6	6	5.0	—	—	2.2	0.25	0.20	0.022
	0.373	23.5	5	3.5	—	—	—	—	0.18	0.02

11.5.2.5 自流运输的水力计算

可参照下列公式和方法进行计算, 最终数据应与上述实际资料对比后确定。

1. 苏联乌拉尔力学试验所公式

1) 临界流速 (m/s)

$$v_{KP} = \frac{825g^2 d_{cp}}{(0.232 + \sqrt{d_{cp}})^2 (100 - K)^2} \frac{(\gamma_T - 1)}{\gamma_T}$$

$$= \frac{7.94 \times 10^4 d_{cp} (\gamma_T - 1)}{(0.232 + \sqrt{d_{cp}})^2 (100 - K)^2 \gamma_T} \quad (1-11-34)$$

式中 v_{KP} ——临界流速, m/s;

d_{cp} ——矿石平均粒度, mm;

$$\bar{d}_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} d_i G_i}{100}$$

$$= \frac{d_1 G_1 + \frac{d_1 + d_2}{2} G_2 + \frac{d_2 + d_3}{2} G_3 + \dots + d_n G_n}{100} \quad (1-11-35)$$

$d_1, d_2, \dots, d_n$ ——各粒级的粒径, mm;

$G_1, G_2, \dots, G_n$ ——各粒级的重量百分数;

g ——重力加速度, m/s²;

γ_T ——矿石真比重;

K ——矿浆体积浓度, %;

$$K = \frac{\gamma - \gamma_0}{\gamma_T - \gamma_0} \times 100\% = \frac{\gamma - 1}{\gamma_T - 1} \times 100\% \quad (1-11-36)$$

γ_0 ——水的比重;

γ ——矿浆比重;

$$\gamma = \frac{\gamma_T \gamma_0}{\gamma_T - K_s (\gamma_T - \gamma_0)}$$

$$= \frac{\gamma_T}{\gamma_T - K_s (\gamma_T - 1)} \quad (1-11-37)$$

K_s ——矿浆重量浓度, %;

$$K_s = \frac{Q_T}{Q_T + W} \quad (1-11-38)$$

Q_T ——矿石干重量, t;

W ——水的重量, t。

2) 水力坡度 i (%)

$$i_{KP} = \frac{v_{KP}^2}{C^2 R} \quad (1-11-39)$$

或

$$v_{KP} = C \sqrt{R i_{KP}} \quad (1-11-40)$$

$$i = (1.1 \sim 0.5) \gamma_0 i_{KP} \quad (1-11-41)$$

式中 i_{KP} ——临界水力坡度, %;

i ——沟道实际坡度, %;

R ——水力半径, m, 计算式见表1-11-23, 表1-11-24, 表1-11-25;

D ——圆管内径, m;

C ——谢才系数, 可用巴津公式计算:

$$C = \frac{87}{\left(1 + \frac{Z}{R}\right)} \quad (1-11-42)$$

Z ——沟槽粗糙系数, 见表1-11-21;

C ——谢才系数, 也可用巴洛夫斯基公式计算 (或见表1-11-22);

$$C = \frac{1}{n} R^Y \quad (1-11-43)$$

n ——沟槽粗糙系数, 见表1-11-21;

Y ——指数,

$$Y = 2.5\sqrt{n} - 0.13 - 0.75\sqrt{R} \times (\sqrt{n} - 0.1) \quad (1-11-44)$$

当 $R < 1\text{m}$ 时, $Y \approx 1.5\sqrt{n}$;

$R > 1\text{m}$ 时, $Y \approx 1.3\sqrt{n}$ 。

沟槽粗糙系数值表

表 1-11-21

沟槽光滑程度	衬砌材料状况	Z	n
最光滑	(1) 涂以法琅或搪瓷的光滑表面, (2) 精制细磨刨光刨平的木板沟, (3) 加工光滑的铁板沟, (4) 精制的辉绿岩铸石件沟	0.06	0.009~0.01
光滑	(1) 拼接刨光的木板沟, (2) 水磨石敷面沟, (3) 加工光滑的花岗岩沟, (4) 砌筑不良的辉绿岩铸石沟, (5) 焊接钢管	0.16	0.010~0.12
中等光滑	(1) 未刨平而拼接的木板沟, (2) 很好的水沟, (3) 良好的砖砌沟, (4) 铸铁管, (5) 上釉陶土管	0.19 0.21	0.012~0.017
不光滑	(1) 加工不好的水泥沟, (2) 加工不好的花岗岩沟, (3) 加工好的石灰皮石沟, (4) 混凝土管 (5) 陶土管	0.46	0.014~0.017
很不光滑	(1) 没有加工的石灰岩块石沟, (2) 用卵石砌筑的沟	0.85	0.020~0.025
极粗糙	(1) 普通土沟, (2) 有石块和草突出而阻力很大的沟	1.30 1.75	0.025~0.035

2. 苏联水力科学研究院 (ВНИИГ) 计算方法与公式

1) 液流临界深度

按平均粒度选取公式, 计算液面临界深度其公式见表1-11-26。

表1-12-26式中 Q ——矿浆流量, m^3/s ;

$$Q = k_0 \left(\frac{Q_T}{\gamma_T} + W \right), \quad (1-11-45)$$

k_0 ——生产不均系数, 一般取1~1.2;

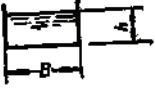
系数 C 值

表 1-11-22

水力半径 R(m)	沟 槽 粗 糙 系 数, n								
	0.011	0.012	0.013	0.014	0.015	0.016	0.017	0.0185	0.020
0.05	61.3	54.9	48.7	44.6	40.5	36.8	33.2	29.6	26.1
0.055	62.1	55.7	49.4	45.5	41.6	37.7	33.8	30.2	26.7
0.06	62.8	56.4	50.1	46.1	42.2	38.3	34.4	30.8	27.2
0.065	63.5	57.0	50.6	46.7	42.8	38.8	34.9	31.3	27.7
0.07	64.1	57.6	51.3	47.3	43.4	39.4	35.5	31.8	28.2
0.075	64.7	58.2	51.9	47.9	43.9	39.9	36.0	32.3	28.6
0.08	65.2	58.7	52.4	48.4	44.4	40.4	36.4	32.7	29.0
0.09	66.2	59.7	53.4	49.3	45.3	41.3	37.3	33.5	29.8
0.10	67.2	60.6	54.3	50.2	46.2	42.1	38.1	34.3	30.6
0.11	68.0	61.4	55.1	51.0	46.9	42.8	38.8	35.0	31.3
0.12	68.8	62.2	55.8	51.7	47.6	43.5	39.5	35.7	32.0
0.13	69.6	63.0	56.5	52.4	48.3	44.2	40.1	36.3	32.5
0.14	70.3	63.7	57.2	53.0	48.9	44.8	40.7	36.8	33.0
0.16	71.5	64.9	58.4	54.2	50.1	45.9	41.8	37.9	34.0
0.18	72.6	66.0	59.5	55.3	51.1	46.9	42.7	38.8	34.8
0.20	73.7	67.0	60.4	56.2	52.0	47.8	43.6	39.6	35.7
0.22	74.6	67.9	61.3	57.0	52.8	48.6	44.4	40.4	36.4
0.24	75.5	68.7	62.1	57.8	53.6	49.4	45.2	41.1	37.1
0.26	76.3	69.5	62.9	58.6	54.4	50.1	45.9	41.8	37.8
0.28	77.0	70.2	63.6	59.3	55.0	50.8	46.6	42.5	38.4
0.30	77.7	70.9	64.3	59.9	55.5	51.4	47.2	43.1	39.0

过流断面面积A和水力半径R计算表

表 1-11-23

自流槽(管)形式	过流断面面积 A	水 力 半 径 R
	$A = K_A D^3$ K_A 查表1-12-24	$R = K_R D$ K_R 查表1-12-25
	$A = h(B + \pi h)$	$R = \frac{h(B + \pi h)}{B + 2h\sqrt{1 + n^2}}$
	$A = mh^3$ $m = \frac{B}{h}$	$R = \frac{m}{2 + m} h$

Q_T ——单位时间内通过矿浆中矿石重量, t/s;

γ_T ——矿石比重;

W ——单位时间内通过的矿浆中的水量, m³/s;

圆形管不同矿浆深度的面积系数 K_A 值

表 1-11-24

$\frac{h}{D}$	0.00	0.01	0.02	0.03	0.04	0.05	0.06	0.07	0.08	0.09
0.0	0.000	0.001	0.004	0.007	0.010	0.015	0.019	0.024	0.029	0.035
0.1	0.041	0.047	0.053	0.060	0.067	0.073	0.081	0.088	0.096	0.104
0.2	0.112	0.120	0.128	0.137	0.145	0.153	0.162	0.171	0.180	0.189
0.3	0.198	0.207	0.217	0.226	0.235	0.245	0.255	0.264	0.274	0.284
0.4	0.293	0.303	0.313	0.323	0.333	0.343	0.352	0.362	0.373	0.383
0.5	0.393	0.403	0.413	0.423	0.433	0.443	0.453	0.462	0.472	0.482
0.6	0.492	0.502	0.512	0.521	0.531	0.540	0.550	0.559	0.569	0.578
0.7	0.587	0.596	0.605	0.614	0.623	0.632	0.640	0.649	0.657	0.666
0.8	0.674	0.681	0.689	0.697	0.704	0.712	0.719	0.725	0.732	0.738
0.9	0.745	0.750	0.756	0.761	0.765	0.771	0.775	0.779	0.782	0.784

圆形管不同矿浆深度时的水力半径系数 K_R 值

表 1-11-25

$\frac{h}{D}$	0.00	0.01	0.02	0.03	0.04	0.05	0.06	0.07	0.08	0.09
0.0	0.000	0.007	0.013	0.020	0.026	0.033	0.039	0.045	0.051	0.057
0.1	0.063	0.070	0.075	0.081	0.087	0.093	0.099	0.104	0.110	0.115
0.2	0.121	0.126	0.131	0.136	0.142	0.147	0.152	0.157	0.161	0.166
0.3	0.171	0.176	0.180	0.185	0.189	0.193	0.198	0.202	0.206	0.210
0.4	0.214	0.218	0.222	0.226	0.229	0.233	0.236	0.240	0.243	0.247
0.5	0.250	0.253	0.256	0.259	0.262	0.265	0.268	0.270	0.273	0.275
0.6	0.278	0.280	0.282	0.284	0.286	0.288	0.290	0.292	0.293	0.295
0.7	0.296	0.298	0.299	0.300	0.301	0.302	0.302	0.303	0.304	0.304
0.8	0.304	0.304	0.304	0.304	0.304	0.303	0.303	0.302	0.301	0.299
0.9	0.298	0.296	0.294	0.292	0.289	0.286	0.283	0.279	0.274	0.267
1.0	0.250	—	—	—	—	—	—	—	—	—

液固临界深度计算公式

表 1-11-26

砂矿的平均粒径 d_s (mm)	矿浆流量 Q (m ³ /s)
<0.07	$Q = 0.2\beta_1 A (1 + 3.43 \sqrt{Ph_{KP}^{0.75}})$
$0.07 \sim 0.15$	$Q = 0.3\beta_1 A (1 + 3.5 \sqrt{Ph_{KP}})$
$0.15 \sim 0.4$	$Q = \beta_1 A (0.35 + 2.15 \sqrt{Ph_{KP}})$
$0.4 \sim 1.5$	$Q = \beta_1 A (0.35 + 2.15 \sqrt{Ph_{KP}}) \sqrt{\frac{d_s}{0.4}}$
>1.5	$Q = 1.9\beta_1 A (0.35 + 2.15 \sqrt{Ph_{KP}}) \sqrt{\frac{d_s}{1.5}}$

P ——矿浆中固体与液体的体积百分比，

$$P = \frac{Q_T}{W} \times 100\% \quad (1-11-46)$$

A ——过流断面面积，m²；见表1-11-23；

h_{KP} ——矿浆临界深度, m;

b ——沟槽宽度, m;

$m = \frac{b}{h_{KP}}$, 对于矩形沟槽, 常采取 $m = 2 \sim 4$;

n ——边坡系数, $n = \operatorname{ctg} \theta$;

β_1, β_2 ——矿石比重校正系数

$$\beta_1 = \frac{\gamma_r - 1}{1.7}, \quad \beta_2 = \sqrt{\frac{\gamma_r - 1}{1.7}},$$

2) 沟槽高度 H (m)

$$H = (1.5 - 2) h_{KP} \quad (1-11-47)$$

3) 临界流速 (m/s)

$$v_{KP} = \frac{Q}{A} \quad (1-11-48)$$

式中符号意义同上。

4) 水力坡度

见公式 (1-11-39) 与 (1-11-41)。

11.5.2.6 自流运输的设计计算实例

1. 基础条件及其数据计算

某砂矿采矿场, 设计生产规模为 6000t/d, 每天工作 3 班, 每班工作 6 小时, 耗水比为 1.4t/t 矿石粒度分析及物理性质见表 1-11-27。

矿石粒度分析和物理性质表

表 1-11-27

粒 径 (mm)	<0.075	0.075	0.104	0.417	1.167	4.684	9.433	13.33	18.85	>26.67	干体重	比重	含泥率 (%)	水分 (%)
		0.104	0.417	1.167	4.684	9.433	13.33	18.85	26.67					
各粒级的重量 (%)	80.13	1.45	8.55	4.74	2.97	0.88	0.47	0.35	0.20	0.26	1.2	2.7	70	10
累计重量 (%)	80.13	81.58	90.13	94.87	97.84	98.72	99.19	99.54	99.74	100				

1) 矿浆流量

$$\text{流量中矿石重量: } Q_r = \frac{600}{3 \times 6 \times 60 \times 60} = 0.0926 \text{ t/s}$$

$$\text{流量中的水量: } W = 0.0926 (1 + 10\%) = 0.38 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$\begin{aligned} \text{矿浆流量: } Q &= K_s \left(\frac{Q_r}{\gamma_r} + W \right) \\ &= 1.2 \left(\frac{0.0926}{2.7} + 0.38 \right) = 0.497 \text{ m}^3/\text{s} \end{aligned}$$

2) 矿浆重量浓度

$$\begin{aligned} K_s &= \frac{Q_r}{W + Q_r} \times 100\% \\ &= \frac{0.0926}{0.38 + 0.0926} \times 100\% = 19.6\% \end{aligned}$$

3) 矿浆比重

$$\gamma = \frac{\gamma_T \gamma_0}{\gamma_T - K_\epsilon (\gamma_T - \gamma_0)}$$

$$= \frac{2.7 \times 1}{2.7 - 0.196(2.7 - 1)} = 1.14$$

4) 矿浆体积浓度

$$K = \frac{\gamma - \gamma_0}{\gamma_T - \gamma_0} = \frac{1.14 - 1}{2.7 - 1} = 8.2\%$$

2. 矿石平均粒度的计算

$$d_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n d_i G_i}{100}$$

$$= \frac{d_1 G_1 \frac{d_1 + d_2}{2} G_2 + \frac{d_2 + d_3}{2} G_3 + \dots + d_n G_n}{100}$$

$$= \frac{0.075 \times 80.13 + \frac{0.075 + 0.104}{2} \times 1.45 + \dots + 26.67 \times 0.26}{100}$$

$$= 0.49488 \approx 0.5 \text{ mm}$$

3. 临界流速的计算

$$v_{KP} = \frac{7.94 \times 10^4 d_{CP} (\gamma_T - 1)}{(0.232 + \sqrt{d_{CP}})^2 (100 - K)^2 \gamma_T}$$

$$= \frac{7.94 \times 10^4 \times 0.5 (2.7 - 1)}{(0.232 + \sqrt{0.5})^2 (100 - 0.082)^2 \times 2.7}$$

$$= 2.839 \approx 3 \text{ m/s}$$

4. 冲矿沟断面

$$A = \frac{Q}{v_{KP}} = \frac{0.497}{3} = 0.166 \text{ m}^2$$

采用半个正六角形的梯形断面, 其边坡角 $\theta = 60^\circ$, 液流深度, $h_{KP} = 0.865b$

根据断面公式: $A = bh_{KP} + h_{KP}^2 \cot \theta$

代入: $0.166 = b \times 0.865b + (0.865b)^2 \times 0.5774$

$$b = 0.36 \text{ m}$$

则 $h_{KP} = 0.865b = 0.865 \times 0.36 = 0.31 \text{ m}$

选用3-198型辉绿岩铸石沟, 沟底宽 $b = 0.411 \text{ m}$

代入 $0.166 = 0.411h_{KP} + h_{KP}^2 \times 0.5774$

则 $h_{KP} = 0.29 \text{ m}$

沟帮砌筑高度: $H = (1.5 \sim 2)h = 2 \times 0.29 \approx 0.6 \text{ m}$ 。

5. 冲矿沟坡度

$$i_{KP} = v_{KP}^2 / C^2 R$$

水力半径: $R = \frac{h_{KP}}{2} = \frac{0.29}{2} = 0.145 \text{ m}$

辉绿岩铸石沟的粗糙系数: $Z = 0.16$

谢才系数: $C = 87 / \left(1 + \frac{Z}{\sqrt{R}} \right) = 87 / \left(1 + \frac{0.16}{\sqrt{0.145}} \right) = 61.268$

临界水力坡度: $i_{KP} = \frac{v_{KP}^2}{C^2 R}$

$$= \frac{3^2}{61.268^2 \times 0.145} = 1.6\% \approx 2\%$$

冲矿沟坡度: $i = (1.1 \sim 1.5) \gamma_{KP}$

$$= 1.5 \times 1.14 \times 2\% = 3.5\% \approx 4\%$$

6. 冲矿沟的主要水力参数

矿浆流量: $0.497 \text{ m}^3/\text{s}$

矿浆流速: 3 m/s

矿浆重量浓度: 19.6%

耗水比: $1:4$

冲矿沟最小坡度 40%

冲矿沟断面: 采用3~198型辉绿岩铸石沟。梯形、底宽 0.411 m , 液流深 0.29 m , 沟帮高度 0.6 m , 边坡角 60° 。

11.5.3 加 压 运 输

加压运输是借砂泵造成的压力输送砂矿浆, 水采使用的砂泵一般均采用吸入式, 若采用串联作业时, 中间升压泵可采用注入式。砂泵一般不采用并联作业。

11.5.3.1 管道材料的选取

1. 铸铁管

通常使用直径为 $75 \sim 800 \text{ mm}$, 管壁厚度 $9 \sim 18 \text{ mm}$ 的普压管。由于铸铁管较重, 移动不便, 但价格较便宜, 故多用于固定管线, 采场内移动管线很少使用。

2. 钢管

干线的管壁厚度一般为 $8 \sim 14 \text{ mm}$, 工作面的管壁厚度为 $3 \sim 5 \text{ mm}$ 。

3. 管壁厚度 (cm)

可选取下列公式计算:

(1) 一般性计算式为:

$$\delta = 0.5D \left(\sqrt{\frac{F+0.4P}{F-1.3P}} - 1 \right) + E \quad (1-11-49)$$

式中 F ——许用应力, 对于铸铁管取 $200 \times 0.1 \text{ MPa}$ 焊接钢管取 $600 \times 0.1 \text{ MPa}$, 无缝钢管取 $800 \times 0.1 \text{ MPa}$;

P ——管道工作压力, 0.1 MPa ;

E ——附加厚度, 铸铁管取 $0.7 \sim 0.9 \text{ cm}$, 焊接钢管取 $0.3 \sim 0.4 \text{ cm}$, 无缝钢管取 $0.1 \sim 0.2 \text{ cm}$;

D ——管子内径, cm 。

(2) 用钢管时可用下式:

$$\delta = \frac{DP}{2F} + C + E \quad (1-11-50)$$

式中 P ——试验压力, 0.1 MPa , 取工作压力的 1.25 倍, 并不小于工作压力加 $\times 0.1 \text{ MPa}$ 试验压力不得小于 $10 \times 0.1 \text{ MPa}$;

C ——考虑壁面不平及锈蚀等附加厚度, 可取 $0.2 \sim 0.3 \text{ cm}$;

E ——预留磨损厚度, 约取 0.2 cm ;

F ——允许应力, 0.1 MPa , 无缝钢管取 $(800 \sim 1000) \times 0.1 \text{ MPa}$; 焊接钢管取 $(600 \sim$

800) × 0.1MPa。

(3) 选用铸铁管时, 可用下式:

$$\delta = \frac{(P+P')D}{2F} + 0.75 \left(1 - \frac{D}{225} \right) \quad (1-11-51)$$

式中 P ——静水压力, 0.1MPa, 普压管为7×0.1MPa, 低压管为4×0.1MPa;

P' ——冲击压力, 0.1MPa, 一般为5×0.1MPa;

F ——允许压力, 0.1MPa, 一般取400×0.1MPa。

其余符号意义同上。

使用的管子应定期翻转(约每季翻转一次), 每次转60°~120°, 以增加使用年限。管子底部不淤积时, 无缝钢管的磨损资料见表1-11-28, 表中 A 为使管壁磨损1mm的土石通过量(10⁴m³), B 为管子完全磨坏的土石通过量(10⁴m³)。

无缝钢管的磨损资料 (10⁴m³)

表 1-11-28

管子尺寸 (mm)		亚粘土		粘土质砂		砂		砾石	
直径	壁厚	A	B	A	B	A	B	A	B
200	8	15.0	60	11.5	46	10.4	41.6	5.8	29
300	10	33.8	200	26.0	156	23.4	140.0	13.0	78
350	11	45.3	270	35.0	230	31.8	206.5	17.5	125
400	11	60.0	360	46.3	300	41.7	270.0	23.0	161
450	11	74.7	450	57.5	375	51.8	336.5	29.0	200
500	12	95.5	670	73.5	550	65.2	438.0	37.0	298

钢管与铸铁管的实际磨损资料见表1-11-29。

钢管与铸铁管的实际磨损资料

表 1-11-29

材 料	管 径 (mm)	壁 厚 (mm)	通过矿石量 (10 ⁴ t)	剩余壁厚 (mm)	磨损值 (10 ⁴ t/mm)
钢 管	250	10~12	180	4~5	30
铸 铁 管	250	10~11	100	3	15

11.5.3.2 加压运输的水力计算

可选用下列方法与公式进行计算:

1. 苏联煤炭科学研究院公式

1) 矿浆临界流速 v_{KP} (m/s)

$$v_{KP} = \sqrt{gD} \cdot \sqrt[3]{\frac{\gamma - \gamma_0}{2\psi\lambda\gamma}} \quad (1-11-52)$$

式中 D ——液流管径, m;

g ——重力加速度, $g = 9.81 \text{ m/s}^2$;

γ ——矿浆比重;

γ_0 ——清水比重;

ψ ——矿石颗粒在水中沉降时的阻力系数;

$$\psi = 0.6 \sqrt[5]{\frac{1.65}{\gamma_1 - 1}} \quad (1-11-53)$$

λ ——清水的直线阻力系数，建议用下列公式（亦可见表1-11-30）

计算： 钢管： $\lambda = \frac{0.0122}{D^{1/3}}$ (1-11-54)

铸铁管： $\lambda = \frac{0.0179}{D^{1/3}}$ (1-11-55)

阻力系数 λ 值

表 1-11-30

管子内径 (mm)	75	100	125	150	200	250	300	350	400	450	500
λ											
铸铁管	0.0424	0.0386	0.0358	0.0330	0.0306	0.0284	0.0267	0.0254	0.0243	0.0234	0.0226
钢管	0.0289	0.0263	0.0244	0.0230	0.0209	0.0194	0.0182	0.0173	0.0166	0.0159	0.0153

2) 管道压头损失

当平均粒径小于0.25mm的矿浆流动时，一般属均质运动，矿浆比重对压头损失有影响，但可不考虑附加能量压头损失；当平均粒径大于0.25mm时，则有附加能量压头损失产生，其计算公式如下：

$$i = i_0 \gamma + \Delta i \quad (1-11-56)$$

式中 i ——矿浆的压头损失， 10^4Pa/m ；

i_0 ——清水的压头损失， 10^4Pa/m ；

$$i_0 = \lambda \frac{v_0^2}{2gD} \quad (1-11-57)$$

用铸铁管时：

$$\begin{aligned} i_0 &= 912 \times 10^{-6} \times \frac{v_0^2}{D^{1.33}} \\ &= 148 \times 10^{-7} \times \frac{Q_0^2}{D^{6.33}} \end{aligned} \quad (1-11-58)$$

用钢管时：

$$\begin{aligned} i_0 &= 622 \times 10^{-6} \times \frac{v_0^2}{D^{1.33}} \\ &= 101 \times 10^{-7} \times \frac{Q_0^2}{D^{6.33}} \end{aligned} \quad (1-11-59)$$

Δi ——附加能量的压头损失， 10^4Pa/m

$$\Delta i = \sqrt{gD} \cdot \frac{\gamma - \gamma_0}{2v_0 \psi \gamma_0}, \quad (1-11-60)$$

v_0 ——清水流速， m/s ；

Q_0 ——清水流量， m^3/s 。

2. 杜兰德公式

$$v_{KP} = \left(\frac{\varphi K}{2^{1/2} K^{1/2}} \right)^2 \sqrt{2gD \frac{\rho_T - \rho_0}{\rho_0}} \quad (1-11-61)$$

$$\xi = \frac{\lambda}{2gD} v^2 + \frac{\psi K \lambda \sqrt{gD}}{2K^{1/2}} \left(\frac{\rho_T - \rho_0}{\rho_0} \right)^{1/2} \frac{1}{v} \quad (1-11-62)$$

式中 φ ——系数, $\varphi = 80, 120, 150$, 一般取 $\varphi = 120$;

K ——矿浆体积浓度, %;

ρ_T ——矿石密度,

$$\rho_T = \frac{\gamma_T}{g}, \quad (1-11-63)$$

ρ_0 ——清水密度,

$$\rho_0 = \frac{\gamma_0}{g}, \quad (1-11-64)$$

K_d ——固体颗粒沉降系数,

$$K_d = \frac{4}{3} \frac{d_{rp}(\rho_T - \rho_0)g}{\rho_0 w}, \quad (1-11-65)$$

w ——颗粒自由沉降速度 (或水力粒度), m/s (见表1-11-31)。

颗粒自由沉降速度

表 1-11-31

颗粒直径 $d, (mm)$	在下列温度时的颗粒自由沉速 $w, (cm/s)$				颗粒直径 $d, (mm)$	颗粒自由沉速 $w, (cm/s)$
	5°	10°	15°	20°		
0.010	0.0044	0.00512	0.00588	0.00663	1.75	17.80
0.015	0.0099	0.0115	0.01325	0.0149	2.00	19.00
0.02	0.0176	0.0205	0.0235	0.0265	2.50	21.25
0.03	0.0397	0.0480	0.0530	0.0597	3.00	23.25
0.04	0.0705	0.0820	0.0940	0.106	4.00	26.85
0.05	0.110	0.128	0.147	0.166	5.00	30.00
0.06	0.159	0.184	0.212	0.239	6.00	32.90
0.07	0.216	0.241	0.288	0.325	7.00	35.50
0.08	0.282	0.328	0.377	0.424	8.00	38.00
0.09	0.357	0.414	0.477	0.587	10.00	42.50
0.10	0.441	0.512	0.583	0.663	12.50	47.70
0.12	0.635	0.737	0.847	0.956	15.00	52.00
0.15	0.990	1.160	1.325	1.490	17.50	56.20
0.20	1.545	1.711	1.878	2.042	20.00	60.20
0.30	2.665	2.831	2.996	3.162	22.50	63.70
0.40	3.785	3.951	4.115	4.282	25.00	67.20
0.50	4.905	5.071	5.236	5.402	27.50	70.60
0.60	6.025	6.191	6.356	6.522	30.00	73.60
0.70	7.145	7.311	7.476	7.642	—	—
0.80	8.265	8.431	8.596	8.762	—	—
0.90	9.405	9.571	9.736	9.902	—	—
1.00	10.545	10.711	10.876	11.042	—	—
1.20	12.745	12.911	13.076	13.242	—	—
1.50	16.195	16.361	16.526	16.692	—	—

3. A、M尤芬公式

(1) 输送平均粒径小于10mm的均质土岩 ($\delta = \frac{d_{90}}{d_{10}} \leq 3$):

$$i = i_0 \gamma \left[1 + (3.5 + 2D + 0.5\sqrt{d_{CP}}) \left(\frac{\gamma - \gamma_0}{\gamma_0} \right)^{0.5} \right] \quad (1-11-66)$$

$$\text{或} \quad i = 1.317 \sqrt{\frac{\gamma - 1}{\gamma_T - 1}} \sqrt[3]{\frac{W^2}{gD}} \quad (1-11-67)$$

$$D = 0.417 \left[\frac{Q}{\sqrt[3]{W} \left(\frac{\gamma}{\gamma_0} - 0.4 \right)} \right]^{0.43} \quad (1-11-68)$$

当输送管径小于200mm时,

$$v_{KP} = 0.2 d_{CP}^{0.35} e^{a\sqrt{\gamma}} D^{0.84} \quad (1-11-69)$$

当输送管径大于200mm时,

$$v_{KP} = 9.81 \sqrt[3]{D} \cdot \sqrt[3]{W} \left(\frac{\gamma}{\gamma_0} - 0.4 \right) \quad (1-11-70)$$

(2) 粒径不均质的土岩 ($\delta > 3$), 则:

$$i' = i_0 + (i - i_0) K_0^{0.21} \quad (1-11-71)$$

$$D' = 0.417 \left[\frac{Q}{\sqrt[3]{W_1} \left(\frac{\gamma}{\gamma_0} - 0.4 \right)} \right]^{0.43} \quad (1-11-72)$$

$$v'_{KP} = v_{KP} \cdot K_0^{0.131} \quad (1-11-73)$$

(3) 不均质土岩的浆体, 其临界流速, 压头损失和输浆管径, 也可引入经过换算的水力粒度 (W_1 和 W_2), 用上述均质土岩的公式求出水力粒度的换算式如下:

$$\text{用于计算 } v'_{KP} \text{ 和 } D': W_1 = W \sqrt{K_0}, \text{ m/s}, \quad (1-11-74)$$

$$\text{用于计算 } i': W_2 = W \sqrt[3]{K_0}, \text{ m/s}, \quad (1-11-75)$$

式中 v_{KP}, v'_{KP} ——均质与不均质土岩的临界流速, m/s;

D, D' ——均质与不均质土岩的临界管径, m;

i, i' ——均质与不均质土岩的临界流速时, 管道压头损失, 10^4 Pa/m , 亦可由图1-11-2查出;

i_0 ——清水在临界流速时, 管道压头损失, 10^4 Pa/m ;

d_{CP} ——平均粒径, m;

γ ——矿浆比重;

γ_0 ——清水比重;

$$a \text{——系数, } a = \frac{2.86}{d^{0.131}} \quad (1-11-76)$$

W ——颗粒的自由沉降速度 (或水力粒度), m/s, 见表1-11-31;

W_1 ——用于计算 v'_{KP} 和 D' 的换算后的水力粒度, m/s;

W_2 ——用于计算 i' 的换算后的水力粒度, m/s;

K_0 ——不均质系数,

$$K_0 = \frac{3}{\delta} \quad (1-11-77)$$

δ ——均质指标, $\delta = \frac{d_{90}}{d_{10}}$,

d_{90} ——小于该粒径的颗粒组, 占颗粒组成90%的粒径,

d_{10} ——小于该粒径的颗粒组, 占颗粒组成10%的粒径。

如果 $\delta = 1$, 则为均质的; $\delta = 1.41 \sim 3$, 则为假定均质的, $\delta > 3$, 则为不均质的。

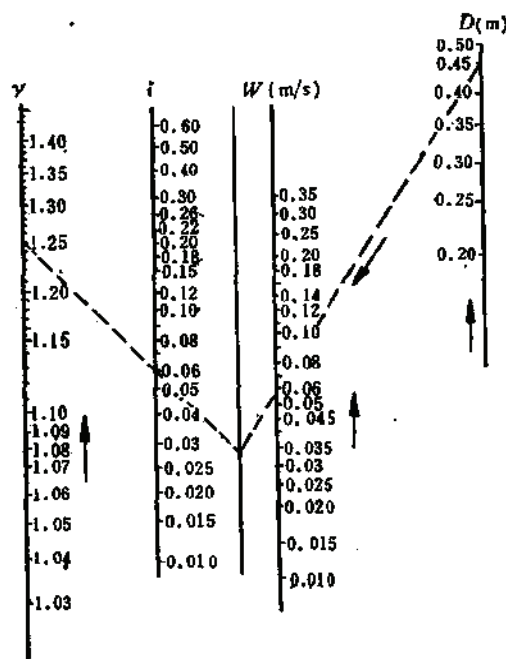


图 1-11-2 δ 值计算图 (对于非均质土岩, W 应换为 W_s)

4. B.C. 克诺罗兹 (Кнороз) 计算方法与公式

对均质土岩的输送, 可按平均粒径尺寸, 选取表1-11-32中的公式进行计算。

5. 简易近似计算法

为在考虑设计方案时的便利, 可以用下述简易近似的方法作初步计算。

1) 矿浆流速和管径

根据土岩的性质和输浆管的估计直径, 可由表1-11-33中查得矿浆所必须的近似临界流速。

根据表1-11-33中查得的近似临界流速, 以及设计确定的浆体流量, 可算出输浆管的必需直径 (m) :

$$D = \sqrt{\frac{4Q}{\pi v}} \quad (1-11-78)$$

2) 管道的压头损失 (10^4Pa/m)

$$\bar{i} = i_0 K \quad (1-11-79)$$

式中 i_0 ——清水的压头损失, 10^4Pa/m , 见公式(1-11-58)和公式(1-11-59),

平均粒径计算公式

表 1-11-32

砂矿平均粒径 d_{cp} (mm)	矿浆流量 Q (m ³ /s) 临界流速 v_{KP} (m/s)
≤ 0.07	$Q = 0.157\beta_1 D_{KP}^3 (1 + 3.43\sqrt{P \cdot D_{KP}^{0.75}})$ $v_{KP} = 0.2 (1 + 3.43\sqrt{P \cdot D_{KP}^{0.75}})$
0.07~0.15	$Q = 0.2\beta_1 D_{KP}^3 (1 + 2.48\sqrt{P \cdot D_{KP}})$ $v_{KP} = 0.255 (1 + 2.48\sqrt{P \cdot D_{KP}})$
0.15~0.4	$Q = 0.67\beta_1 D_{KP}^3 (0.35 + 1.36\sqrt{P \cdot D_{KP}^2})$ $v_{KP} = 0.85 (0.35 + 1.36\sqrt{P \cdot D_{KP}^2})$
0.4~1.5	$Q = 0.67\beta_1 D_{KP}^3 (0.35 + 1.36\sqrt{P \cdot D_{KP}^2}) \sqrt{\frac{d_{cp}}{0.4}}$ $v_{KP} = 0.85 (0.35 + 1.36\sqrt{P \cdot D_{KP}^2}) \sqrt{\frac{d_{cp}}{0.4}}$
> 1.5	$Q = 1.26\beta_1 D_{KP}^3 (0.35 + 1.36\sqrt{P \cdot D_{KP}^2}) \sqrt{\frac{d_{cp}}{1.5}}$ $v_{KP} = 1.63 (0.35 + 1.36\sqrt{P \cdot D_{KP}^2}) \sqrt{\frac{d_{cp}}{1.5}}$

注：式中符号意义同前。

近似的临界流速

表 1-11-33

输浆管直径 D (m)	近似的临界流速 v (m/s)			
	粘 土	含粘土70~30%的砂质土	含少量粘土的砂和砾	含大量卵石和砾石的粗砂粒
0.25	1.6	2.0	2.5	2.8
0.30	1.8	2.1	2.8	3.1
0.35	2.0	2.2	3.0	3.4
0.40	2.2	2.4	3.3	3.7
0.45	2.3	2.6	3.5	4.0
0.50	2.5	3.0	3.8	4.3
0.60	2.7	3.2	4.0	4.6

 v ——近似临界流速, m/s; D ——输浆管直径, m; K ——管道中的阻力增加系数, 见表1-11-34。

11.5.3.3 砂泵选择与计算

1. 扬程计算

输送砂矿的总扬程按下式计算:

$$H = (H_1 + H_2)\gamma + (L_1 + L_2)i + \eta_1 + \eta_2 \quad (1-11-80)$$

式中 H ——矿泵总扬程, 10^4Pa ; H_1 ——矿浆扬送高度, m; H_2 ——矿浆吸入高度, m;

阻力增加系数

表 1-11-34

矿浆固液比	系数 K	矿浆固液比	系数 K
1:3	1.6	1:8	1.4
1:4	1.65	1:9	1.35
1:5	1.5	1:10	1.3
1:6	1.47	1:11	1.25
1:7	1.43	1:12	1.2

γ ——矿浆比重;

L_1 ——扬送管道的长度, m;

L_2 ——吸入管道的长度, m;

i ——管道单位长度的压头损失, 10^4Pa ;

η_1 ——压头的局部损失, 10^4Pa ;

通常 $\eta_1 = (0.05 \sim 0.1)(L_1 + L_2)i$; (1-11-81)

η_2 ——剩余压头, 10^4Pa ;

通常 $\eta_2 = (2 \sim 5) 10^4\text{Pa}$;

2. 扬量计算

砂矿矿浆扬量计算式如下:

$$Q = \frac{KA\left(\frac{q}{\gamma_e} + \frac{1}{\gamma_r} + \beta\right)}{i} \quad (1-11-82)$$

或

$$Q = \frac{KA\left(\frac{1}{\gamma_r} + q\right)}{i} \quad (1-11-83)$$

式中 Q ——砂矿矿浆扬量, t/h;

A ——砂矿生产能力, t/d;

K ——生产不均系数, $K = 1.1 \sim 1.2$;

q ——单位耗水量, m^3/m^3 (或 t/t)

γ_r ——砂矿真比重;

γ_e ——砂矿干比重, t/m^3 ;

β ——砂矿湿度, %;

i ——砂泵每昼夜运转时间, h/d。

3. 砂泵选择与计算

砂泵的技术性能详见附录 1, 砂泵的选择应根据输送矿浆的扬量及所需总扬程而定。

(1) 选择砂泵时应注意, 砂泵技术性能表中所列的特性曲线 $H = f(Q)$ 为排清水时的性能, 输送矿浆时应加以换算:

$$H' = H_0 \gamma a \quad (1-11-84)$$

式中 H' ——矿泵输送砂浆时的扬程, 10^4Pa ;

H_0 ——矿泵的清水扬程 (即产品样本中所列的 H), 10^4Pa ;

a ——系数, 其平均值为 $0.92 \sim 0.98$,

$$\alpha = 1 - 0.25 \frac{\gamma_T - \frac{\gamma_T}{\gamma}}{\gamma_T - 1} \quad (1-11-85)$$

γ ——矿浆比重，参见公式(1-12-37)，或：

$$\gamma = \frac{\gamma_T(1-m) + q\gamma_0}{(1-m) + q\gamma_0} \quad (1-11-86)$$

γ_0 ——水的比重；

m ——土岩孔隙度；

其余符号意义同前。

(2) 当所选出的砂泵工作点与要求的扬程 H 和扬量 Q 不一致时，应进行调整。调整方法有加闸门调整和改变转速两种，前者因闸门磨损太快，且消耗动力大、不经济，后者可调整皮带转速或改换电动机，但如砂泵转速增高时，需了解砂泵强度是否许可。

变换转速时，其扬量扬程和功率的换算关系式如下：

$$Q'' = Q' \frac{n''}{n'} \quad (1-11-87)$$

$$H'' = H' \left(\frac{n''}{n'} \right)^2 \quad (1-11-88)$$

$$N'' = N' \left(\frac{n''}{n'} \right)^3 \quad (1-11-89)$$

式中 n' 、 n'' ——分别为变换前、后的转速，r/min；

Q' 、 H' 、 N' ——砂泵转速为 n' 时的扬量， m^3/h ；扬程（ $10^4 Pa$ ）及功率，kW；

Q'' 、 H'' 、 N'' ——砂泵变换转速至 n'' 时的扬量 m^3/h ，扬程（ $10^4 Pa$ ）及功率（kW）。

4. 电动机的功率 N' （kW）：

$$N' = \frac{K' \times Q' \times 1000 H'}{3600 \times 102 \times \eta} \quad (1-11-90)$$

式中 η ——砂泵的综合效率， $\eta = \eta' + \eta''$ ；

η' ——砂泵效率；

η'' ——传动效率，直接传动时 $\eta'' = 1$ ，三角皮带传动时 $\eta'' = 0.95$ ，平皮带传动时 $\eta'' = 0.8 \sim 0.85$ ；

K' ——电动机储备系数，一般为1.1~1.25（大电机取小值，小电机取大值）。

11.5.3.4 射流泵（水力扬升器）运输

1. 使用条件与优缺点

(1) 使用条件：砂矿储量小的狭窄采坑，可用射流泵作为辅助的水力运输设备。

(2) 优点：结构简单，容易制造，重量轻，移动和安装方便。

(3) 缺点：效率低，一般为15~30%；扬程低，最大可达20~30m，必须有压力水供水系统，且单位耗水量大，约为15~70 m^3/m^3 。

2. 射流泵的选择与计算

射流泵的结构形式可分为封闭式及敞露式两种，封闭式射流泵较常用。

1) 抽吸系数 α 的计算

$$\alpha = \frac{Q\gamma}{Q_0\gamma_0} \quad (1-11-91)$$

式中 Q, γ ——分别为抽吸矿浆的流量 (m^3/s) 和比重;
 Q_0, γ_0 ——分别为喷射水流的流量 (m^3/s) 和比重。

2) 压头比例系数 (β) 的计算

$$\beta = \frac{H}{H_0} \quad (1-11-92)$$

β 一般为 $0.1 \sim 0.4$ 。

式中 H ——矿浆与水混合后, 出扩散管前端的压头, 10^4Pa ;

H_0 ——喷嘴出口的工作压头, 10^4Pa 。

3) 混合室与喷嘴比例系数 (m) 的计算

$$m = \frac{F_1}{F_0} = \frac{d_1^2}{d_0^2} \quad (1-11-93)$$

式中 F_1, F_0 ——分别为混合室及喷嘴的截面积, m^2 ;

d_1, d_0 ——分别为混合室及喷嘴的直径, m ;

如保持 $\beta m = 1$, 则射流泵参数最为合理。

4) 射流总效率 (η)

$$\eta = \frac{Q\gamma}{Q_0\gamma_0} \frac{\beta}{1-\beta} \quad (1-11-94)$$

符号意义同前。

11.5.3.5 加压运输的设计计算实例

1. 基础条件及其数据计算

某砂矿采矿场设计生产规模为 $2100\text{t}/\text{d}$, 每日工作 3 班, 每班工作 6h , 耗水比为 $1:3.4\text{t}/\text{t}$, 生产不均系数取 1.1 , 矿石真比重为 2.8 , 平均粒径 0.6mm , 含泥率 65% , 矿浆扬送高度为 $17 \times 10^4\text{Pa}$, 扬送管长度 150m , 矿浆吸入高度 $4 \times 10^4\text{Pa}$, 吸入管长度 8m 。砂矿含水率为 10% 。

1) 矿浆流量

$$\text{流量中矿石重量: } Q_r = \frac{2100}{3 \times 6} = 117\text{t}/\text{h}$$

$$\text{流量中水的重量: } W = 117(3.4 + 10\%) = 410\text{t}/\text{h}$$

$$\begin{aligned} \text{矿浆流量: } Q &= K_s \left(\frac{Q_r}{\gamma_r} + W \right) \\ &= 1.1 \left(\frac{117}{2.8} + 410 \right) = 497 \approx 500\text{m}^3/\text{h} \end{aligned}$$

2) 矿浆重量浓度

$$\begin{aligned} K_s &= \frac{Q_r}{W + Q_r} \times 100\% \\ &= 22.2\% \end{aligned}$$

3) 矿浆比重

$$\gamma = \frac{\gamma_r \gamma_0}{\gamma_r - K_s(\gamma_r - \gamma_0)}$$

$$= \frac{2.8 \times 1}{2.8 - 0.222(2.8 - 1)} = 1.17$$

2. 临界流速和临界管径

$$\text{临界流速: } v_{KP} = \sqrt{\frac{gD_{KP}}{2\psi\gamma\lambda}} \sqrt{\frac{\gamma - \gamma_0}{\gamma_0}}$$

$$\psi = 0.6 \sqrt[5]{\frac{1.65}{\gamma_0 - 1}} = 0.60 \times \sqrt[5]{\frac{1.65}{2.8 - 1}} = 0.59$$

$$\text{取 } \lambda = 0.0284$$

$$v_{KP} = \sqrt{\frac{9.81 D_{KP}}{2 \times 0.59 \times 1.17 \times 0.0284}} = 5.11 \sqrt{D_{KP}}$$

$$\text{临界管径: } D_{KP} = \sqrt{\frac{4 \times 500}{3600 \pi v_{KP}}} = 0.421 \sqrt{\frac{1}{v_{KP}}}$$

$$\text{将 } D_{KP} \text{ 代入: } v_{KP} = 5.11 \sqrt{0.421 \sqrt{\frac{1}{v_{KP}}}} = 3.32 \sqrt[4]{\frac{1}{v_{KP}}}$$

$$v_{KP} = 2.64 \text{ m/s}$$

$$D_{KP} = 0.421 \sqrt{\frac{1}{2.64}} = 0.259 \approx 250 \text{ mm}$$

3. 管壁厚度

$$\delta = 0.5D \left(\sqrt{\frac{F + 0.4P}{F - 1.3P}} - 1 \right) + E, \text{ cm.}$$

式中 P ——工作压力

$$P = 1.1(17 + 4)1.17 = 27 \times 10^4 \text{ Pa}$$

F ——许用应力, $200 \times 0.1 \text{ MPa}$;

E ——附加厚度, 取 0.9 cm ;

D ——管子内径, 25 cm 。

$$\delta = 0.5 \times 25 \left(\sqrt{\frac{19620 + 0.4 \times 264}{19620 - 1.3 \times 264}} - 1 \right) + 0.9$$

$$= 1.1 \text{ cm} = 11 \text{ mm}$$

4. 砂泵扬程和管路损失

压头损失: $i = i_0 r + \Delta i$

$$i_0 = 915 \times 10^{-8} \times \frac{v_0^2}{d^{1.33}}$$

$$= 915 \times 10^{-8} \times \frac{2.61^2}{0.25^{1.33}} = 0.04 \times 10^4 \text{ Pa/m}$$

$$\Delta i = \sqrt{\frac{gD}{2v\psi\gamma_0}} \frac{\gamma - \gamma_0}{\gamma_0}$$

$$= \sqrt{\frac{9.81 \times 0.25}{2 \times 2.61 \times 0.59 \times 1}} \frac{1.17 - 1}{1} = 0.086 \times 10^4 \text{ Pa/m}$$

$$i = i_0 r + \Delta i$$

$$= 0.04 \times 1.17 + 0.086 = 0.132 \times 10^4 \text{ Pa/m}$$

砂泵总扬程

$$H = (H_1 + H_2)r + (L_1 + L_2)i + \eta_1 + \eta_2$$

$$= (17 + 4) \times 1.17 + (150 + 8) \times 0.132 + 0.05 \times [(150 + 8) \times 0.132] + 2$$

$$\approx 50 (10^4 \text{ Pa})$$

5. 电动机功率

$$N = \frac{K'Q'H'1000}{3600 \times 102\eta}$$

$$= \frac{1.2 \times 500 \times 50 \times 1000}{3600 \times 102 \times 0.4} = 204.2 = 210 \text{ kW}$$

综上所述可得:

矿浆流量:	500m ³ /h
矿浆流速:	2.64m/s
选用管子及直径:	铸铁管内径2.50mm
选用砂泵型号:	平桂-200型
砂泵扬程:	50 (10 ⁴ Pa)
选用电动机功率:	210kW

11.5.4 倒虹管运输

11.5.4.1 使用条件

倒虹管运输系利用矿浆在管道进口与出口间的高差,产生矿浆柱的静力压头,使矿浆由高处经低洼地带再上升流至较高处,其使用条件如下:

$$H_1 - H_2 \geq \Sigma i$$

式中 H_1 ——管道进口处标高, m;

H_2 ——管道出口处标高, m;

Σi ——管道水力损失, m。

11.5.4.2 使用实例

我国使用过的倒虹管,其最大内径为400mm,矿浆流量500~700m³/h,管道材料有钢管、铸铁和管焊绿岩铸石内衬管,焊绿岩铸石内衬管的耐磨性比钢管高10倍以上。

平桂矿务局水岩坝管利用倒虹管越过凹地进行自流运输。该管矿浆实际流量约525m³/h,浓度为11%左右,矿浆出口压力 $1.38 \times 10^4 \text{ Pa}$,砂矿体重为 1.32 t/m^3 ,砾石含量10~20%,最大粒度为25mm;管道在平面上换了三次方向,其折角最小者约120°。其运输成本约为砂泵运输的20%左右。管道敷设的实际剖面与计算结果见图1-11-3,实际平面见图1-11-4。

11.5.4.3 倒虹管运输的水力计算

1. 管路压头损失 (10⁴Pa)

$$H = L_1 i_0 \gamma \quad (1-11-95)$$

式中 L_1 ——管路长度, m;

i_0 ——清水的压头损失, 10⁴Pa/m。

i_0 值见公式(1-11-58)和公式(1-11-59)。

算出管路压头损失后,再加约5%的局部损失,即为管路总压头损失。

2. 矿浆流速

(1) 临界流速:建议用公式(1-11-52)计算

(2) 倒虹管各段的流速:从倒虹管的入口至出口,各段流速应逐渐加大,至少应分三段计算,即起始下坡段,低洼平缓段和上坡扬送段,根据平桂矿务局的经验,其算式与参数如下:

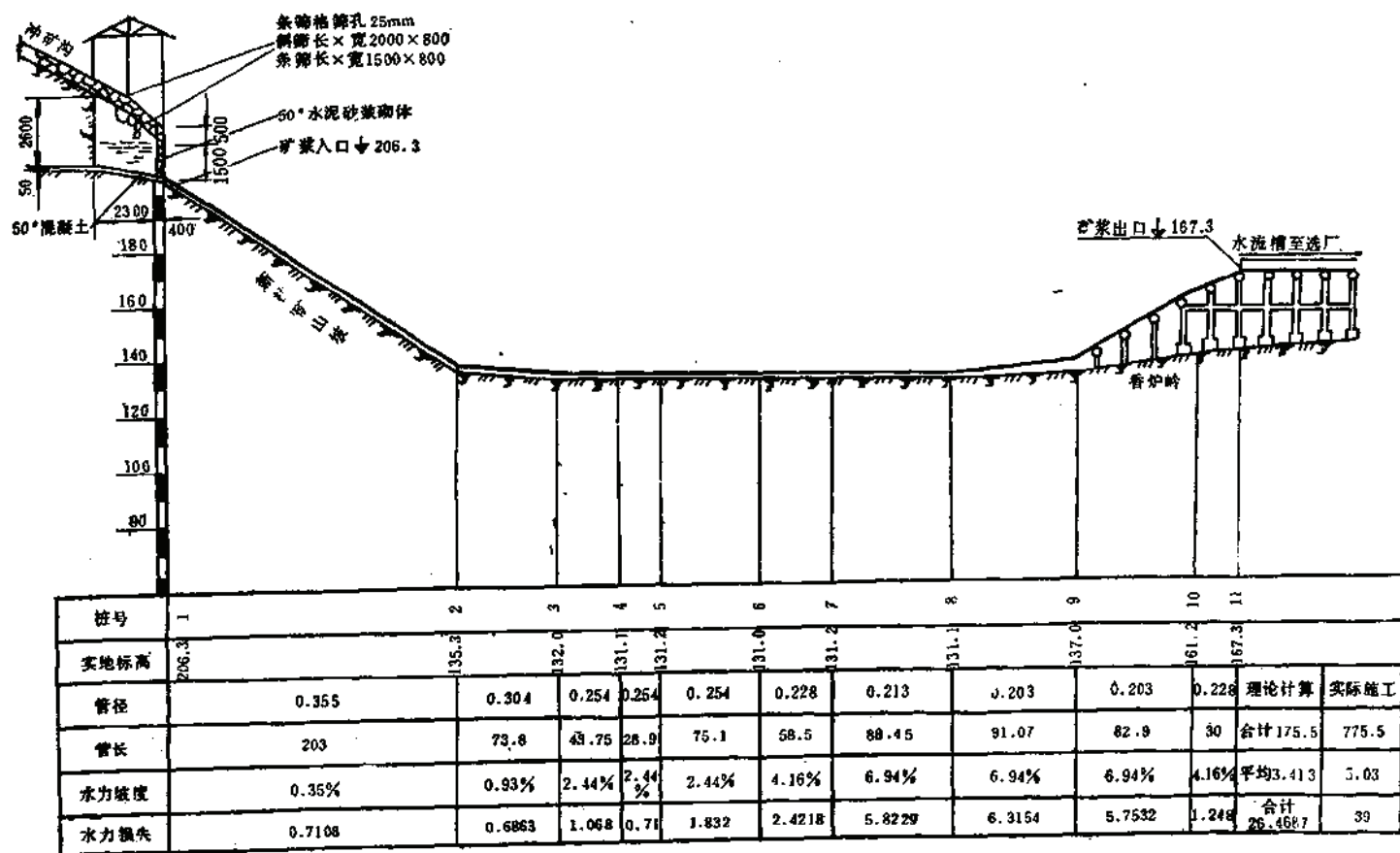


图 1-11-3 水岩坝砂矿倒虹管运输纵断面图

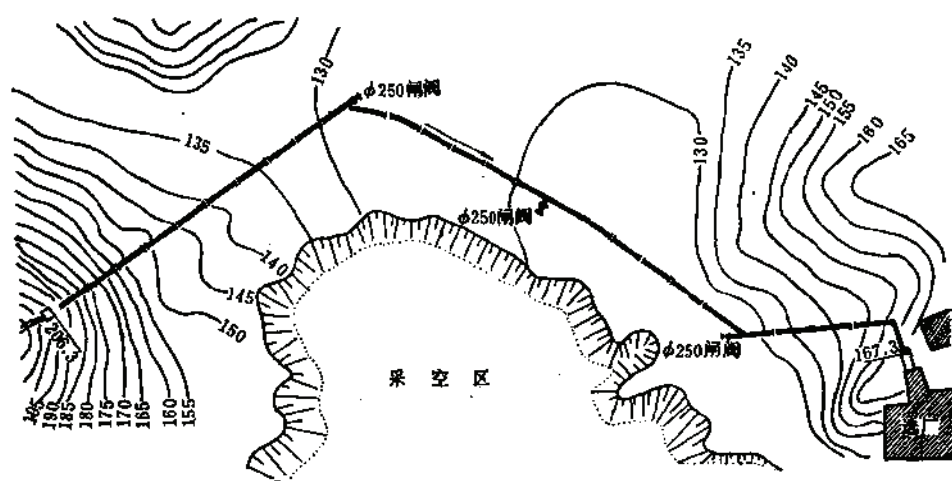


图 1-11-4 水岩坝砂矿倒虹管运输平面图

下坡段的流速 (m/s):

$$v_b = (0.7 \sim 0.8) v_{KP} \quad (1-11-96)$$

平缓段的流速 (m/s):

$$v_L = (1.1 \sim 1.2) v_{KP} \quad (1-11-97)$$

上坡段的流速 (m/s):

$$v_r = (1.4 \sim 1.5) v_{KP} \quad (1-11-98)$$

(3) 倒虹管各段的管径 (m):

$$D = \sqrt{\frac{4Q}{\pi v}} \quad (1-11-99)$$

式中 v ——倒虹管各段的流速, (即 v_b 、 v_L 、 v_r), m/s; π ——圆周率, $\pi = 3.1416$ 。

11.5.4.4. 管道系统铺设及防阻措施

(1) 起始下坡段的管道坡度以 $22^\circ \sim 35^\circ$ 为佳, 坡度过小, 则本段易沉积堵塞, 坡度过大, 则低洼平缓段可能沉积堵塞。各段管路坡度最好一致, 尽量避免变坡和起伏不平。

(2) 由大管径过渡到小管径时, 应使用锥形管联接, 以减小接头处的水力损失, 接头管长应大于 1.5 m。

(3) 矿浆进口处设置 25mm 筛孔的格筛, 以隔除大块及泥团。格筛下面设置调节储浆池和控制闸门, 储浆池容积为 30~60 秒的矿浆流量, 从保持倒虹管经常满管为宜, 如容积过大, 则池底可能产生沉积堵塞。

(4) 在矿浆进口处附近设置清水储水池, 以储存 200~300 m³ 的清水, 或另设专用清水管, 以便因事故而浆断流时, 立即冲洗管道, 避免矿浆沉积堵塞, 亦可用以调节矿浆浓度和流量, 保持均衡运输。

(5) 在管道的低洼段安设 3~4 个事故排矿阀和事故池以及高压水阀, 以便发生堵塞事故时打开高压水阀, 用清水冲洗堵塞矿浆, 并由事故排放阀将其排入事故池。

(6) 倒虹管输送矿浆前, 须用清水或低浓度矿浆冲洗管道, 待出口处有清水或泥水流后, 才能流入设计浓度的矿浆, 以免管道阻塞。

(7) 采场采矿时, 须注意配矿, 保持粗砂、细砂、泥土兼采。

11.5.4.5 倒虹管运输的设计计算实例

1. 基础条件及其数据计算

以平桂矿务局水岩坝倒虹管为例, 矿浆流量为 $500 \text{ m}^3/\text{h}$ (即 $0.139 \text{ m}^3/\text{s}$), 矿浆重量浓度为 11%, 耗水比为 1.8, 矿石干体重为 1.32 t/m^3 , 矿石比重为 2.8。

1) 矿浆比重

$$\begin{aligned}\gamma &= \frac{\gamma_r \gamma_0}{\gamma_r - K_s(\gamma_r - \gamma_0)} \\ &= \frac{2.8 \times 1}{2.8 - 0.11(2.8 - 1)} = 1.076\end{aligned}$$

2) 临界流速与临界管径计算

$$\text{临界流速: } v_{KP} = \sqrt{\frac{g D_{KP}}{2 \psi \gamma \lambda}} \cdot \sqrt[5]{\frac{\gamma - \gamma_0}{\gamma_r - 1}}$$

$$\psi = 0.6 \times \sqrt[5]{\frac{1.65}{\gamma_r - 1}} = 0.6 \times \sqrt[5]{\frac{1.65}{2.8 - 1}} = 0.589$$

$$\lambda = 0.027$$

$$v_{KP} = \sqrt{\frac{9.81 D_{KP}}{2 \times 0.589 \times 1.076 \times 0.027}} = 4.08 \sqrt{D_{KP}}$$

$$\text{由于 } D = \sqrt{\frac{4Q}{\pi v}}, \text{ 而 } v_{KP} = 4.08 \sqrt{D_{KP}} = \frac{4Q}{\pi D_{KP}^2}$$

$$\text{则 } D_{KP} = [0.312 Q]^{\frac{1}{3}} = [0.312 \times 0.139]^{\frac{1}{3}} = 0.285 \text{ m}$$

$$\text{故 } v_{KP} = \frac{4 \times 0.139}{3.14 \times 0.285^2} = 2.18 \text{ m/s}$$

3) 各段流速及管径选择

下坡段: 流速 $v_b = 0.8 \times 2.18 = 1.74 \text{ m/s}$

$$\text{管径 } D_b = 0.42 \sqrt{\frac{1}{1.74}} = 0.318 \approx 0.35 \text{ m}$$

平缓段: 流速 $v_L = 1.2 \times 2.18 = 2.62 \text{ m/s}$

$$\text{管径 } D_L = 0.42 \sqrt{\frac{1}{2.62}} = 0.259 \approx 0.30 \text{ m}$$

上坡段: 流速 $v_r = 1.5 \times 2.18 = 3.27 \text{ m/s}$

$$\text{管径 } D_r = 0.42 \sqrt{\frac{1}{3.27}} = 0.232 \approx 0.25 \text{ m}$$

4) 管路损失计算

倒虹管系由各段管路串联, 局部损失按 5% 计, 则管路总损失 H (10^4 Pa) 为:

$$H = (1 + 0.05) \sum_{i=1}^n H_i = (1 + 0.05) \sum_{i=1}^n E'_{i0} \gamma$$

下坡段, 管路长度 203 m,

$$\begin{aligned}H_b &= (1 + 0.05) \times 203 \times 0.00915 \times \frac{1.74^3}{0.35^{4.75}} \times 1.076 \\ &= 2.59 \times 10^4 \text{ Pa}\end{aligned}$$

平缓段, 管路长度146m,

$$H_L = (1 + 0.05) \times 146 \times 0.000915 \times \frac{2.62^2}{0.9^{1.33}} \times 1.076$$

$$= 5.14 \times 10^4 \text{ Pa}$$

上坡段, 管路长427m,

$$H_r = (1 + 0.05) \times 427 \times 0.000915 \times \frac{3.27^2}{0.25^{1.33}} \times 1.076$$

$$= 29.84 \times 10^4 \text{ Pa}$$

管路总损失,

$$H = H_s + H_l + H_r = 2.57 + 5.14 + 29.84 = 37.55 \times 10^4 \text{ Pa}$$

水岩坝倒虹管进口与出口的高差为,

$$H_1 - H_2 = 206.3 - 167.3 = 39 (10^4 \text{ Pa})$$

则尚有剩余压头为

$$39 - 37.55 = 1.45 \times 10^4 \text{ Pa}$$

可保证该倒虹管的正常输送。

11.6 水力排弃场

11.6.1 排弃场的位置选择

选择排弃场位置应考虑的因素,

- (1) 充分利用地形, 使受土容积最大, 堤坝工程量最小;
- (2) 尽可能靠近采场, 使输送泥浆的沟道工程量最少, 回水的扬送高度最少, 经营费最低;
- (3) 避免在村庄(或工厂, 采场等)的上方设置水力排弃场, 以免堤坝发生事故时淹没村庄, 如难以避免时, 必须采取保护措施或迁移村庄。并应尽可能地选于主导风向的下方;
- (4) 尽可能不占或少占农田, 民房。排满后应复土造田;
- (5) 如泥浆中含有有害物时, 应采取必要的措施, 以免影响其他水流的清洁, 保障附近居民, 牲畜和农作物的安全。

11.6.2 排弃场设计

水力排弃场的设计与选矿厂尾矿库的设计基本相同。

11.7 技术经济指标

11.7.1 砂矿开采的实际生产指标

- (1) 新冠露天砂矿水采水运自流运输技术经济指标见表1-11-35。
- (2) 黄茅山露天砂矿开采技术经济指标见表1-11-36。
- (3) 老厂和平坑砂锡矿开采技术经济指标见表1-11-37。
- (4) 卡房大坪子露天砂矿技术经济指标见表1-11-38。

新阳砂矿水运技术经济指标

表 1-11-35

序号	项 目	1958~1960年	1961~1965年	1966~1970年	1971~1975年	1976~1980年	1981年	1982年	1983年	1984年	1985年
1	日生产水平 (t/d)	3697~7393	7197~3682	3804~6738	7065~6448	6738~5643	6607	6831	6793	6749	5922
2	水枪效率 (t/h)	152~172	178~211	110~195	207~103	159~110	127	107	92	88	85
3	全员劳动生产率 (t/a)	5200~9320	9280~5320	6780~11900	13780~10600	10368~18672	1058	1070	1086	8452	8084
	工人劳动生产率 (t/a)	5360~9765	9660~5540	6620~14380	14480~12744	11160~19632	1118	1159	1180	8952	8694
4	单位消耗, 水 (t/t)	4.6~4.5	3.8~3.09	3.33~2.86	2.76~3.38	3.43~2.35	3.29	3.61	3.57	4.04	4.32
	电 (kWh/t)	1.1~1.9	1.4~0.4	1.61~0.33	1.24~2.94	2.4~3.9	2.23	2.71	5.77	5.8	5.3
	炸药 (kg/kt)	13.8~3.0	12.3~8.6	6.4~16.3	1.64~33.6	32.3~10.0	13.2	13.0	15.0	18.1	17.9
	雷管 (个/kt)	2~5	6~4	3.2~5.9	5.6~14.5	16.3~5.6	8.2	7.7	10.4	13.1	11.9
	引线 (m/kt)	4~9.5	13.1~7.1	6.7~11.13	10.5~29.1	34.3~11.5	17.8	17.2	22.4	29.3	26.8

黄茅山砂矿技术经济指标

表 1-11-36

序号	项 目	1954年	1955~1956年	1957~1960年	1961~1965年	1966~1970年	1971~1975年	1976~1980年	1981年	1982年	1983年	1984年	1985年
1	采矿方法	人采机运	机采机运	机采水运		水	采	水	运				
2	日生产水平 (t/d)	249	696~766	875~1863	2089~2236	2281~3226	3274~3402	2903~2385	1990	1707	1549	1412	1298
3	挖掘机台班效率 (t/m ³)	—	246~455	461~370	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	水枪效率 (t/h)	—	—	—	133~112	153~184	204~187	147~91	97	62	72	69	59
4	全员劳动生产率 (t/a)	277	1013~1602	2037~5461	5071~4285	5056~9900	10812~8816	7836~4896	4988	4008	3528	3747	2765
	工人劳动生产率 (t/a)	288	1068~1690	2181~5917	5468~4892	7884~10694	12144~9876	8592~5580	6024	4680	4056	3280	322
5	单位消耗电 (kWh/t)	0.934	1.009~1.339	2.148~0.623	1.79~2.97	2.01~2.66	1.742~5.47	7.59~10.00	10.75	16.56	11.74	9.7	9.0
	水 (t/t)	—	—	0.848~2.087	3.269~3.71	3.657~3.23	2.85~3.39	6.48~4.29	4.48	7.8	6.23	5.44	4.22
	炸药 (kg/kt)	9.7	—	0.5~30.0	31.0~16.08	33.74~61.92	56.14~43.0	56~3.8	29.7	26.2	26.6	23.8	36.9
	雷管 (个/kt)	4.69	—	—	27~13	28.2~24.02	21.8~27.0	22~35	27.4	30.4	25.5	25.3	31.4
	引线 (m/kt)	—	—	—	54.0~32.25	74.04~59.78	56.4~69.4	55~88	64.4	72.5	81.5	59.9	78.5

老厂和平坑砂矿开采技术经济指标

表 7-11-37

序号	项 目	1958~1960年	1961~1965年	1966~1970年	1971~1975年	1976~1980年	1981年	1982年	1983年	1984年	1985年
1	日生产水平 t/d	1522~2199	2190~2550	2249~3480	3570~2817	2229~3019	2850	2287	2074	2100	2585
2	挖掘机台班效率 (t/m ³)	280~398	330~425	242~162	171~153	—	—	—	—	—	—
	水枪效率 (t/h)	—~48	68~119	139~116	104~145	109~135.1	130	125	116	114	104
3	全员劳动生产率 (t/a)	1101~927	1517~2181	2372~—	3094~1859	1416~2592	1872	2280	2208	2224	2460
	工人劳动生产率 (t/a)	1185~1722	1746~2033	—	3864~3055	2280~4140	2976	3792	3684	3744	4362
4	单位消耗: 水 (机采水运) (t/t)	2.063~1.90	2.91~1.78	—	—	—	—	—	—	—	—
	(水采水运) (t/t)	—	2.52	2.372~3.05	2.94~3.6	4.37~3.29	3.64	3.12	3.64	4.21	3.09
	电 (机采机运) (kWh/t)	3.324~7.883	5.855~1.836	2.01~2.6	3.7~2.6	—	—	—	—	—	—
	(机采水运) (kWh/t)	1.378~5.51	9.282~11.06	—	—	—	—	—	—	—	—
	(水采水运) (kWh/t)	—	—~6.56	9.0~12.4	11.45~8.84	13.03~7.8	8.19	7.01	7.48	7.1	6.4
	炸药 (kg/kt)	—	—	—	11~96	88~45.4	63.2	72	67.5	73.3	—
	雷管 (个/kt)	—	—	—	15~20	19~15.2	25.8	27.6	40.4	37.8	—
	引线 (m/kt)	—	—	—	30~38.7	33~26.8	51.10	52.9	60.8	7.1	—

卡房大坪子砂矿技术经济指标

表 7-11-38

序号	项 目	1958~1962年	1963年	1964~1965年	1966~1970年	1971~1975年	1976~1980年	1981年	1982年	1983年	1984年	1985年
1	采矿方法	人采水运	水采水运	机采水运	水 采 水 运							
2	日生产水平 (t/d)	1011~484	1234	1221~1145	1423~2112	2087~2335	1648~2038	1734	1947	1980	1822	1848
3	水枪效率 (t/h)	—	118	—	123~142	120~65	60~50	39	42	43	43	38
4	全员劳动生产率 (t/a)	—	2716	2443~2390	3302~4536	3492~4620	4860~2712	2580	3072	2676	2549	1973
	工人劳动生产率 (t/a)	—	3018	2684~2663	3655~5363	6227~4770	6624~3588	3312	4176	3404	3293	2490
5	单位消耗: 水 (t/t)	1.936~1.161	1.618	1.55~1.617	1.648~1.354	1.509~3.35	3.3~4.31	4.49	4.25	5.14	4.81	4.34
	电 (kWh/t)	0.374~0.77	1.20	1.089~1.78	0.68~1.08	1.11~2.38	5.08~2.4	4.2	3.8	3.37	3.5	4.6
	炸药 (kg/kt)	46~77.4	61.02	66.2~98.4	79.49~60.00	80.7~71	84~94.2	96.4	72.4	60.55	57.8	36.9
	雷管 (个/kt)	3.04~59.5	60.56	69.4~100.33	79.02~68.50	56.74~79.4	59.8~79.9	97.7	71.6	69.1	71.9	46.5
	引线 (m/kt)	4.7~130	110.6	137~177.6	144.01~112.66	130~138.08	118.3~160.7	186.6	143.8	1380	148.9	98.9

吉山砂矿水采水运技术经济指标

表 1-11-39

序号	项 目	1973年~1975年	1975~1980年	1981年	1982年	1983年	1984年	1985年
1	生产水平 (t/d)	967~1240	1090~2065	2073	2193	2190	2222	1955
2	水枪效率 (t/h)		143	100	96	104	106	90
3	全员劳动生产率 (t/a)	1576	2364~1428	1988	2256	1916	2222	1330
	工人劳动生产率 (t/a)	2215	3360~2016	3832	3408	2700	2761	2148
4	单位消耗: 水 (t/t)	5.6	6.5~2.22	4.53	4.56	4.2	4.43	4.88
	炸药 (kg/kt)	39.5	39~27.4	54.2	44.6	33.1	49.6	41.2
	雷管 (个/kt)	19	12.7~28.1	46.3	34.6	27.1	31.1	34.2
	引线 (m/kt)	28.9	21~45.3	92.5	68.2	50.5	63.3	67.9
	电 (kWh/kt)	8.86	10.33~2.20	9.36	9.28	9.11	8.7	9.0

水岩填砂矿水采水运技术经济指标

表 1-11-40

序号	项 目	1975年	1976年	1977年	1978年	1979年	1980年	1981年	1982年	1983年	1984年	1985年
1	水枪效率 (t/h)	33.55	33.42	33.25	29.07	22.98	23.16	26.92	22.03	20.19	27.03	25.15
2	砂泵运矿效率 (t/h)	33.55	66.85	66.51	57.99	45.94	44.71	53.82	44.05	40.12	52	47.38
3	全员劳动生产率 (t/人·月)	242	139	215	184	154	171.6	182.9	151.9	139.7	89.86	108.97
	工人劳动生产率 (t/人·月)	428	339	583	448	370	469.9	449.54	372.45	337.21	192.95	124.42
4	单位消耗: 水 (t/t)	9.6	11.32	7.95	8.95	12.32	13.3	10.02	12.89	13.68	10.7	10.45
	电 (kWh/t)	10.27	12.25	8.45	9.29	14.16	12.2	10.93	12.96	11.63	9.87	13.66
	炸药 (kg/t)	0.044	0.011	0.006	0.014	0.002	0.0081	0.0006	0.0032	0.009	0.005	0.0011
	雷管 (个/t)	0.046	0.032	0.012	0.035	0.007	0.021	0.0008	0.009	0.023	0.0096	0.0004
	引线 (m/t)	0.065	0.023	0.018	0.048	0.0053	0.031	0.0013	0.0125	0.032	0.016	0.0009
5	矿石损失率 (%)		33.43	6	23.73	35.32	7.43		7.45		27.7	35.38
6	矿石贫化率 (%)						6.73		4.98			

新建砂矿矿水采水运技术经济指标

表 1-11-41

序号	项 目	1975年	1976年	1977年	1978年	1979年	1980年	1981年	1982年	1983年	1984年	1985年
1	水枪效率 (t/h)	22.98	13.8	14.2	16.4	17.6	23.81	18.5	22.47	21.69	24.53	28.08
2	砂泵运矿效率 (t/h)	20.68	12	12.1	14.05	16.22	21.93	17.33	19.3	19.12	20.8	33.16
3	全员劳动生产率 (t/人·月)	48.6	31.8	42.5	56.5	48.4	65.5	46.4	63.15	74.45	41.39	56.34
	工人劳动生产率 (t/人·月)	77.7	64.8	86.2	103.3	103.1	140.1	117.6	183.32	202.26	120.36	93.64
4	单位消耗: 水 (t/t)	16.61	16.8	19.8	19.9	19.1	18.6	19.7	18.6	16.8	13.3	10.3
	电 (kWh/t)	14.55	20.13	20.85	14.83	14.07	13.56	16.04	15.43	20.38	23.47	18.96
	炸药 (kg/t)	0.051	0.041	0.041	0.02	0.015	0.017	0.02	0.048	0.034	0.052	0.052
	雷管 (个/t)	0.048	0.115	0.113	0.05	0.048	0.038	0.06	0.05	0.05	0.09	0.089
	引线 (m/t)	0.104	0.33	0.173	0.079	0.07	0.061	0.078	0.093	0.11	0.23	0.113
5	矿石损失率 (%)									7.3		
6	矿石贫化率 (%)									20.8	19.3	47.1

- (5) 古山露天砂矿水采水运(砂泵提升)技术经济指标见表1-11-39。
 (6) 水岩坝露天砂锡矿水采水运(砂泵运矿)技术经济指标见表1-11-40。
 (7) 新路露天砂锡矿水采水运(砂泵运矿)技术经济指标见表1-11-41。
 (8) 里松露天褐钨铋矿水采水运(砂泵运矿)技术经济指标见表1-11-42。

里松褐钨铋矿水采水运技术经济指标

表 1-11-42

序号	项 目	1975年	1976年	1977年	1978年	1979年
1	水枪效率 (t/h)	15.8	25	54.91	32.6	38.97
2	砂泵运矿效率 (t/h)	12.4	11.9	—	20.55	21.5
3	全员劳动生产率 (t/人·月)	55	95	132	151	159
	工人劳动生产率 (t/人·月)	89	138	200	238	252
4	单位消耗: 水 (t/t)					
	电 (kWh/t)	2.49	1.78	2.98	2.13	3.15
	炸药 (kg/t)	0.01	0.025	0.07	0.07	0.05
	雷管 (个/t)	0.01	0.025	0.064	0.037	0.031
	引线 (m/t)	0.014	0.037	0.106	0.061	0.053
5	矿石损失率 (%)					
6	矿石贫化率 (%)					

- (9) 八一锰矿水采主要指标(砂泵运输)见表1-11-43。

八一锰矿水采指标

表 1-11-43

指 标 名 称	八 一 锰 矿 (1970年)
水枪效率 (t/h)	47.8
采矿全员劳动生产率 (t/d)	136
采矿工人劳动生产率 (t/d)	192
采矿单位耗水量 (t/t)	5~6
采矿单位耗电量 (kWh/t)	3.4~4.6
矿石损失率 (%)	5 以下
矿石贫化率 (%)	2 以下

11.7.2 水枪工作指标

- (1) 水枪生产能力, 参见表1-11-44。
 (2) 平桂矿务局各种土岩的水枪效率指标, 见表1-11-45。
 (3) 云锡公司各种喷嘴直径的水枪效率指标, 见表1-11-46。

11.7.3 砂泵的工作指标

- (1) 老厂锡矿和平坑平桂-200型 (8×25.4mm) 砂泵测定资料, 见表1-11-47。
 (2) 八一锰矿对平桂6×25.4mm砂泵测定资料见表1-11-48。
 (3) 云锡公司对平桂-200型 (8×25.4mm) 砂泵主要部件磨损周期测定资料, 见表1-11-49。

水枪台班生产能力

表 1-11-44

砂土 分类	砂 土 性 质	流 量 (L/s)	阶 段 高 (m)			
			<5	6~10	11~15	>15
I	细 粒 砂	100	336	368	400	504
	粉 状 砂	150	504	560	608	780
	轻 砂 土	200	472	728	808	1008
	松散黄土	250	840	920	1108	1256
	松散泥炭	300	1008	1104	1216	1620
II	中 粒 砂	100	228	312	336	400
	各种粒子砂	150	440	464	504	608
	中等亚砂土	200	568	616	972	808
	轻砂质粘土	250	720	776	840	1016
	致密黄土	300	864	928	1108	1208
III	大 粒 砂	100	224	240	256	288
	重亚砂土	150	336	360	384	440
	中砂质粘土	200	448	480	504	568
	重砂质粘土	250	560	592	632	720
	瘦 粘 土	300	672	712	760	864
IV	砂 质 土	100	168	176	184	200
	半肥粘土	150	248	264	272	304
		200	336	362	368	400
		250	424	440	456	504
		300	504	528	552	608
V	砂质砾石土	100	96	104	112	128
	半肥粘土	150	152	160	168	192
		200	200	216	224	248
		250	248	264	280	312
		300	280	320	336	376

平桂矿务局水枪效率指标

表 1-11-45

土 岩 种 类	喷嘴压头 (10 ⁴ Pa)	喷嘴直径 (mm)	阶 段 高 (m)	采矿效率 (m ³ /h)	单位水耗 (m ³ /m ³)
硬砂黄粘土 (含石率30~50%)	55	50	7~10	12.5	17.5
砂质软粘土 (含石率20~40%)	68	50	8~10	22	11.1
粘土 (含少量砾石)	56	38	6~8	19.1	7
砂质粘土 (含石率20~30%)	67	38	5~7	20	7
砂质粘土 (含砾石碎石25%)	70	50	5	21	11.8
非粘性砂质粘土	100	50	5~6	31.2	9.7
粘土含砂层	103	38	6	24.3	7.2
粘性砂质表土层	124	50	7~10	39.4	9.3
砂质粘土 (含碎石35~40%)	85	62.5	6	47.6	7.0
砂质粘土 (含碎石35~40%)	85	57.5	9	55.1	6.8

云锡公司水枪效率指标

案 1-11-46

开 泵 数 (台)	工作压力 (0.1MPa)	喷嘴直径 (mm)	水枪台数 (台)	耗 水 量 (t/h)	浓 度 (%)	采 矿 量 (t/h)	每台水枪采矿效率 (t/h)
两台	11	103	1	1290	20	368	366
两台	11	90	1	990	20	279	279
两台	11	80	1	780	20	220	220
两台	11	78	1	743	20	210	210
两台	11	75	1	702	20	198	198
两台	10	103	1	1230	20	349	349
两台	10	90	1	967	20	273	273
两台	10	80	1	781	20	220	220
两台	10	78.65	2	1171	20	330	165
两台	10	75.65	2	1147	20	323	161
两台	10	68.65	2	1131	20	318	159
两台	10	65.65	2	984	20	278	139
两台	10	75.52	2	946	20	267	133
两台	10	78.50	2	1000	20	282	141

和平坑平棧-200型砂泵測定資料

表 1-11-47

砂 泵 编 号	1°	2°	3°	4°	5°	6°	7°	8°	9°	10°	11°	12°	
安 装 及 使 用 地 点	花扎口2434m 标高	天生 塘, 2462 m标高	大明槽, 二级泵 站, 2365m标高			大明槽, 一级泵 站, 2337m标高			唐家 湾, 2437m 标高	2328采场, 2353m标高			
投 产 时 间 年 月	70.4	70.9	67.	71.5	71.12	72.6	71.5	71.12	72.6	72.3	72.10	73.1	
工 作 方 式	吸 入 式			压 入 式			吸 入 式			吸 入 式			
砂泵转速 (r/min)	800	800	700	780	780	780	780	780	780	580	780	780	
几何扬程 (m)	35.6	35.6	26.5	30	30	30	30	30	30	28	32	32	
允许通过最大块度 (mm)	100 (个别150)												
吸 砂 管	高 度 (m)	4			0			4					
	管 径 (mm)	200											
	材 料												
出 砂 管	长 度 (m)	77	77	138	220	224	228	107	111	115	221	175	181
	管 径 (mm)	250											
	坡 度 (%)	19	19	18.1	13	13	13	27	27	27	1.84	上 下 段 段 32 11	上 下 段 段 32 11
	材 质	钢管	铸 铁 管	钢 管			上 下 段 段 钢 铸 管 铁	铸 铁 管					
电 动 机	功 率 (kW)	245	245	210	240	210	210	210	240	210	180	240	215
	与砂泵连接方式	三 角 皮 带											

续表

砂 泵 编 号	1°	2°	3°	4°	5°	6°	7°	8°	9°	10°	11°	12°
矿水比 (矿:水)	1:3											
浓 度 (%)	24.4											
流 速 (m/s)	2.89	2.86	2.15	3.10	3.05	3.10	2.74	3.14	3.29	2.80	2.95	2.96
扬 量 (m³/h)	416	412	309	519	534	549	487	551	582	494	540	540
台时效率 (t/h)	113	112	84	149	145	149	132	150	158	134	147	147
价 格 (元)	7136	7136	7742	8205	—	6741	—	—	6735	6735	6745	—

八一磁矿砂泵测定资料

表 1-11-48

项 目		数 据					
矿 浆 粒 度 组 成 (%)	+25	9.80	6.13	5.79	5.95	5.71	15.67
	+15	6.38	2.99	3.18	8.19	1.06	8.43
	+10	8.75	3.14	3.40	5.64	2.57	6.81
	+5	17.94	10.17	8.40	11.38	7.35	12.50
	+2	11.02	15.24	13.64	11.66	10.47	16.49
	+1	1.12	2.38	3.35	1.66	29.60	1.52
	+0.5	1.44	2.75	4.18	2.43	3.12	3.32
	+0.18	3.10	8.50	8.02	7.31	2.35	5.52
	+0.10	2.76	5.24	4.88	4.55	1.60	1.92
	+0.077	0.89	1.34	1.22	1.54	3.37	3.47
	+0.03	5.60	6.55	6.75	8.10	5.04	3.88
	+0.01	15.14	16.64	17.94	16.22	13.41	10.33
	-0.01	16.11	18.93	19.20	17.36	13.35	11.06
平均粒度 (mm)		9.049	5.452	5.189	6.662	4.792	11.16
矿浆重量浓度 (%)		12.19	19.24	19.38	20.85	17.39	17.93
砂泵排浆量 (t/h)		284.73	281.76	282.10	285.19	287.34	289.05

云锡公司砂泵测定资料

表 1-11-49

部件名称	材 质	使用时间 (h)	扬送矿石量 (t)	备 注
叶瓦	铸钢	150~200	15000~35000	压入式比吸入式使用时间长一倍
叶瓦	生铁	120~150	15000~20000	
叶轮	铸钢	400~1000	60000~120000	
泵胆	生铁	300~400	40000~50000	
泵胆	铸钢	500~1000	60000~120000	
盖板	铸钢	500~1000	60000~120000	多为断裂式弯曲
大轴	45°钢	一 年	约300000	

(4) 云锡公司所用矿泵的技术性能对比见表1-11-50。

云锡公司砂泵技术性能对比

表 1-11-50

型 号	流 量 (m ³ /h)	全扬程 (m)	转 速 (r/min)	电机容量 (kW)	吸 砂 管 直 径 (mm)	出 砂 管 直 径 (mm)	容许通过 最大块度 (mm)	机械效率 (%)	砂 泵 总重量 (t)
平桂-200	380~450	25~55	650~800	180~240	200	250	100~150	30~40	4.0
8H ₃ -200	360~460	23~30	730	130	250	250	100	50~60	2.2

(5) 平桂矿务局砂泵的纯运转时间和利用系数见表1-11-51。

平桂矿务局砂泵纯运转时间和利用系数表

表 1-11-51

指 标 名 称	1975年	1976年	1977年	1978年	1979年	1980年	1981年	1982年	1983年	1984年	1985年
8×25.4mm 砂泵											
纯运转时间 (h/d)	17.2	19.65	18.8	19.7	18.4	16.4	19.8	23	20.4	14.9	20.6
新 路 (h/d)	14.7	18.2	17.6	19.8	17.1	14.3	19.4	24	20.7	12.9	20.7
水 岩 坝 (h/d)	18.4	19.2	20.2	22.2	22.7	22.9	21.1	21.8	21.1	20.3	20.5
里 松 (h/d)	23.9	24	—	17.7	24	—	—	—	—	—	—
利用 系 数 (%)	63.5	69.1	73.3	79.2	67.0	66.5	67	86.0	71.1	32.4	52.0
新 路 (%)	58.5	73.8	72.4	80.5	72.0	67.5	74.1	84.7	68.8	29.2	51.8
水 岩 坝 (%)	62.4	60.5	76	88.3	74.1	93.7	81.7	89.9	79.4	41.9	52.3
里 松 (%)	80.8	638	—	66.4	51.1	—	—	—	—	—	—

(6) 砂泵电能消耗 (kWh/m³), 参见表1-11-52。

砂 泵 能 耗 (kWh/m³)

表 1-11-52

矿浆浓度 (矿水比)	砂 泵 型 号	
	8H3	10H3
1:4	0.85	0.9
1:6	1.15	1.22
1:8	1.39	1.47

11.7.4 砂泵、水泵、水枪的材料消耗

材料消耗参见表1-11-53。

台班材料消耗表 (kg)

表 1-11-53

材料名称	设 备 类 型				
	砂 泵			水 泵	水 枪
	平桂-8	8H3	12P-7		
黄油	—	0.15	0.40	0.03~0.08	0.005~0.01
机器油	—	0.30	0.45	0.04~0.15	—
汽车润滑油	—	—	—	0.01~0.05	—
浸油的封填料	—	0.20	0.40	0.08~0.10	0.01
煤油	0.02	0.02	0.05	0.01~0.02	—
线头	0.08	0.08	0.15	0.1	0.01

第十二章 采掘船开采

责任编写单位 长春黄金设计院

编写人 朴东光

12.1 链斗式采掘船使用条件

采掘船有链斗、铲斗、抓斗、索斗、绞吸、耙吸、斗轮吸扬、装矿-吊桶、气压泵和喷射泵等类型。其中链斗式采掘船在世界上使用最广泛，占总船数的70%以上（图1-12-1），其次为吸扬式采掘船，主要应用于非贵重金属砂矿；其它类型的船应用于开采浅海或深海砂矿床。采掘船开采须拥有10年以上的地质储量、零星高品位矿体可缩短。

链斗式采掘船由行走、挖掘、排尾、选矿、供水、电力、电讯和仪表、机械、船体、空调十大系统组成，其中行走、挖掘、排尾、选矿、供水是生产工艺的主要环节。

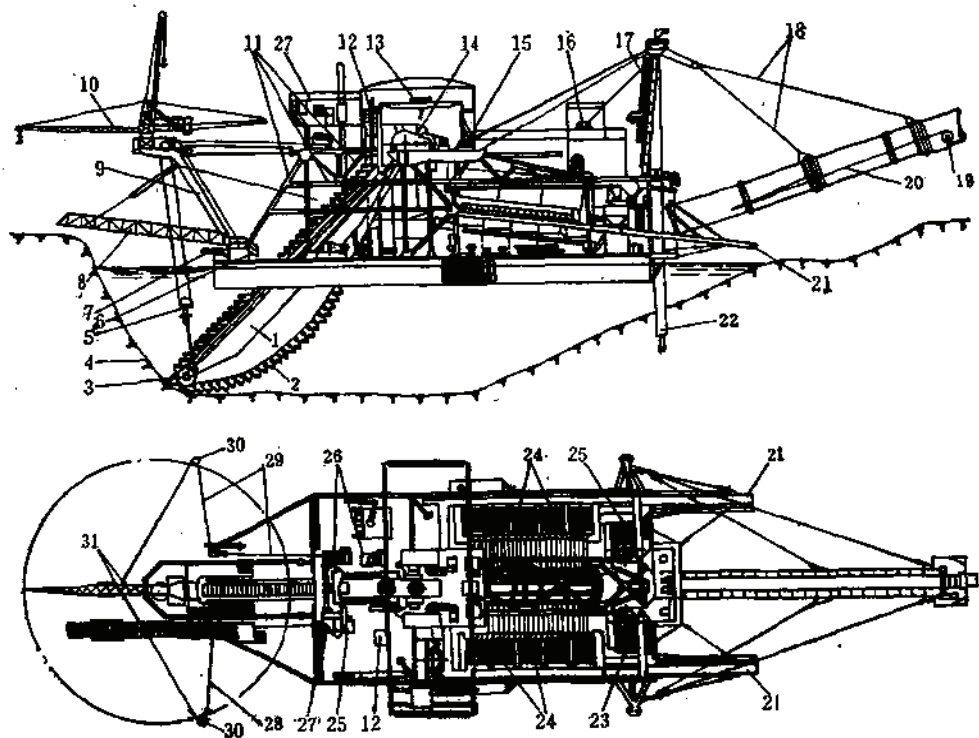


图 1-12-1 桩柱式链斗采掘船示意图

1—斗桥；2—斗链；3—下滚筒；4—工作面；5—提升斗桥滑轮组；6—浮桥；7—水枪；8—上岸桥；9—前桅杆；10—翻起重机；11—主桁架；12—电梯；13—桥式起重机；14—主驱动；15—桩柱绞车；16—胶带机绞车；17—后桅杆；18—砾石胶带机固定钢绳；19—胶带机传动装置；20—砾石胶带机；21—尾砂溜槽；22—桩柱；23—精选跳汰机；24—粗选跳汰机；25—左横移绞车；26—右横移绞车；27—斗桥提升绞车；28—左横移钢绳；29—右横移钢绳；30—岸上滑轮；31—横移钢绳固定点

使用采掘船开采砂矿床具有基建时间短, 生产能力大, 劳动效率高, 节能, 投资少等优点, 国内外广泛地应用于内陆和大陆架以及深海砂矿床的开采, 而且应用范围有不断扩大的趋势。根据不同的土岩性质, 各类采掘船大致应用范围见表1-12-1。

采掘船的应用范围

表 1-12-1

土 质		相应的采掘船类型	贯 击 次 数 (G50 20 cm)
类别	状 态		
砂 土	软 质		10次以下
	中 质		10~20
	硬 质		20~30
	最硬质		30以上
硬质砂土	软 质		30以下
	硬 质		30以上
岩 石	软 质		
	硬 质		

12.1.1 土 岩 性 质

链斗式采掘船适合于开采 I~V 级土岩, 对于 VI 级土岩, 只能在清底或超挖开拓时临时采用。

我国尚未规定适合船采的土岩分类, 故列出铁道部和苏联的土岩分类于表1-12-2, 1-12-3。

12.1.2 开 采 技 术 条 件

12.1.2.1 适于船采的技术条件

- (1) 经剥离后链斗式采掘船总挖掘深一般不超过60m;
- (2) 矿体最小厚度一般不小于2~5m (筑坝开拓例外);
- (3) 矿体宽度不小于30~40m, 对窄矿体视矿体品位而定;
- (4) 底板坡度一般不超过20~25%, 如采用筑坝或转开拓时, 需验证;
- (5) 开采拥有水冻层的砂矿床, 永冻层厚不超过8~15m。

12.1.2.2 不适于船采的技术条件

- (1) 坑洼或隆起较发育的底板;
- (2) 喀斯特溶洞很发育的区域;
- (3) 过去地下形成的采空区面积大于2600m², 并存有障碍物 (坑木、钢材、其它材料以及地下构筑物)。

12.1.3 矿砂土岩物理机械性质

- (1) 土岩平均松散系数一般不大于1.35;
- (2) 巨砾石含量不超过表1-12-2及1-12-3的值, 如超过则须综合评价;

采掘船开采砂矿床的土岩分类表 (苏联金矿总局)

表 1-12-2

类别	土 岩 性 质	松散系数
I	无树根泥炭, 松散植物层, 旧泥炭卵石和尾砂堆, 非粘结的中粒和粗粒石英及石英—长石砂, 有时混入少量的卵石和碎石; 非粘结的砂石, 很少有大卵石, 淤泥质或夹有少量的亚粘土杂质; 砂质—粘土 (亚粘土, 有时夹有卵石和碎石); 粘结性弱的砂—碎石—卵石上岩, 这种土岩易于用挖斗从基岩中分离出来, 易于冲洗, 此时满斗系数大于1, 每分钟通过的斗数最多	1.12
II	夹有少量卵石和碎石 (30%) 的砂—卵石或卵石充填压实, 或胶结的土岩 (用粘土胶结) 这种土岩要用一定的力才能挖出, 因而降低了生产能力和卸斗速度, 冲洗性能差, 满斗系数下降	1.20
III	夹有砾石的粘土 (粒径<50cm占15%以上), 残积层, 有棱角的底岩碎块 (碎石、条石、片石), 由粘土粘结, 碎块粘土质、砂质—粘土质、炭质、云母质和石灰质片岩; 此种土岩比较致密、挖斗运动速度小于II级土岩, 冲洗性不好, 满斗系数小。必须停船清扫斗架和受矿口	1.25
IV	夹有砾石的粘土 (粒径>50cm占30%), 没有破坏粘土胶结的泥质灰岩和砂岩、带裂隙的火成岩、弱胶结的砾岩 挖掘此种土岩时, 挖斗运动速度小于III级土岩, 由于冲洗性不好, 底板坚固, 挖斗满斗系数小, 处理砾石时必须停船	1.30
V	特别粘的粘土 (不易从挖斗卸下), 带有砾石 (粒径>50cm占50%), 半破碎的大块砂岩; 砂—粘土质云母片岩, 裂隙发育的火成岩, 粘土 (胶结) 质岩石 易于挖掘, 但冲洗性不好。工作时挖斗常常被夹和脱链, 挖斗不易倒空, 所以满斗系数下降。为排除砾石以及筒筒震动, 打扫斗架和矿溜必须常停船	1.35
VI	冻结土岩 (永冻层和季节冻), 节理发育的未开采的变质结晶岩, 火成岩和坚硬的沉积岩。此种岩石很坚硬, 所以挖斗满斗系数最小, 但挖斗运动速度变大, 因为挖斗在土岩上打滑	1.40

苏联中央地质勘探研究所船采难易程度的土岩分类

表 1-12-3

类别	土 岩 性 质	松散系数
I	无树根泥炭腐殖土层, 轻质非粘性砂, 轻质亚粘土, 亚砂土; 大粒砂带有小卵石, 小河砂但没有转石; 卵石和尾砂粘在一起形成的砂堆; 砂质页岩、砂, 小卵石和砂, 但没有粘土质和转石	1.05~1.12
II	无树根泥炭、致密腐殖土层带灌木根, 很少有砾石; 松散的非粘性土岩, 卵石和碎石, 粘泥、中等致密土岩; 卵石夹杂有单个转石和粘土杂质、小碎石; 小河砂, 常被黄褐色粘土粘结; 卵石和尾砂粘成的砂堆	1.10~1.20
III	由粘土胶结的砾石—碎石, 粒径<50cm占1%; 粘土土有砾石、碎石 (碎片, 碎石)、被粘土胶结; 淤泥质和泥质砂岩有卵石、碎石和转石; 破碎的泥质、砂质、粘土质、炭质、云母质和石灰岩页岩	1.20~1.30
IV	重粘土、粘滞密实粘土, 有卵石和碎石、转石粒径>50cm占1~3%, 没有破碎的泥灰石和砂岩; 河砂、带转石、弱胶质的砾岩; 严重风化的基本岩体, 页岩、砂岩、火成岩、转化成砾石和碎石; 软质岩、粘性砂岩、混有不均匀的有棱角的碎块和转石; 没有破坏的粘土质和砂质粘土页岩	1.30
V	非常粘滞的粘土、砾石>50cm占3%以上, 半破碎的大粒砂, 砂质和云母质页岩, 严重破碎的火成岩; 非常致密的粘土质, 被含铁和含钙溶液胶结, 有大量不同规格的卵石, 严重破坏的火成岩 (闪长岩、正长岩、斑岩等); 砾石堆, 有沉积岩的卵石、泥质大粒砂岩、淋溶松散石灰岩	1.30~1.35

续表

类别	土 岩 性 质	松散系数
Ⅵ	非常致密被胶结的岩石、混有大粒的有棱角的岩块、裂隙充填的变质和结晶 页岩 沉积岩, 严重破裂的坚硬岩层、粗粒状的破碎火成岩—花岗岩、正长岩、伟晶岩、花岗闪长岩、辉长岩等。裂隙充填石英脉、残积碎石	1.40~1.60

说明: 1. 若砂矿床中, 存在永冻层, 应列入第Ⅵ级;

2. 溶解的土岩, 应按其岩石组成划入相应类别中。

(3) 砂矿床中不含大量的巨浮石(或叫漂石);

(4) 粘土含量 $>15\%$, 极难选的矿砂通常不适于船采。

12.1.4 供水

船采须向采池补给新水, 其量按斗容的1~2倍计算, 即50 L 船所需新水量为50~100 L/s, 见表1-12-4。

不同斗容链斗式采掘船补给新水量表

表 1-12-4

斗 密 (L)	最 小 (L/s)	一 般 (L/s)	最 大 (L/s)	备 注
50	50	50	100	进采池的补充水量没 考虑供水沿途损失
100	70	100	200	
150	100	150	250	
250	150	250	500	
300	150	300	600	
380	200	380	780	
400	200	400	800	
600	500	600	1200	

补充水量取决于矿砂的含泥量。含泥量 $<5\%$, 且水量充足时取一般指标, 水量不足取下限值, 含泥量 $>10\%$ 以上时取上限值。

12.2 开采顺序

砂矿床的开采顺序, 可分为上行、下行和混合式三大类型。

开采顺序的分类及它的特点。优缺点、使用条件见表1-12-5。

例 吉林省珲春砂金矿属于河谷冲积型砂金矿床, 共有两个工业矿体, 矿体沿走向两端没有封闭, 且为D级储量; 富矿段及B级储量位于矿体沿走向矿量的中心, 地面坡度为 $0^{\circ}\sim 3^{\circ}$; 矿体宽度不等, 最大724m, 最小40m, 矿体平均宽度为225m; 矿体平均厚度为5.3m, 水下矿量占可采总矿量的96%以上; 潜水位高, 距地表1.7~2.5m时见水; 底板为难挖的花岗岩和鞍山玢岩; 底板坡度较缓, 纵向1~5%, 横向5~20%; 矿体上部耕田面积占矿体总面积的12%; 该矿采用两艘250 L 链斗式采掘船, 地表

上有琿春河以外,影响开采顺序的河流有三道沟川和柳河子川。

根据上述条件,单艘相背法和单艘相背返航法是可行的。经表1-12-6的技术比较,推荐单艘相背开采法(图1-12-2)。

主要开采顺序分类及技术比较表

表 1-12-5

开采顺序 分 类	特 点	优 点	缺 点	使 用 条 件	
上行开采法	船在矿体下游 端部逆流上行 开采	1. 浅成矿体漏斗系数高, 生产 能力大; 2. 供水条件好, 不易污染水, 选矿回收率高; 3. 易清底板, 损失贫化率小; 4. 废石顺河流抛弃, 不易淤 浅; 5. 视野良好, 随洪水变化, 洪 水期易得安全; 6. 调船灵活, 易变开拓方法, 保持持续生产; 7. 易保水位, 确保船的安全; 8. 管理简单, 经营费低, 生产 安全可靠	1. 不能先采富矿段; 2. 不易利用地面设施及构 筑物; 3. 矿体端部不封闭时, 可 能增加基建投资; 4. 需筑坝开拓时, 损失贫 化大	1. 矿体下游端部封闭; 2. 矿体品位均匀, 无需选 择首采矿段; 3. 首采矿段应达到B级储 量; 4. 多艘船时, 矿体宽度应 大于二倍最小采幅	
下行开采法	船设于矿体上 游端部, 沿河流 向下开采	1. 筑坝开拓时矿体损失贫化 小; 2. 无洪水威胁时采用混合开采 法管理简单, 经营费低	1. 同上1, 2, 3 2. 与上行开采法优点1~ 7相反	1. 同上1, 2, 3, 4; 2. 严禁水直冲水池; 3. 有洪水威胁的矿体, 船 应设在待建区, 不得停 止挖掘	
混 合 式 开 采 法	向心 开采法	1. 各艘船服务年限大致相同, 采掘进度计划简单; 2. 矿山末期, 产量仍保高产; 3. 损失贫化小; 4. 各船之间有可比性, 企业管 理极方便; 5. 比向心返航法经营费少, 减 少地面设施维修费, 二次辅 设费	1. 同上1; 2. 建船辅助工程随船正比 增加, 投资大	1. 建两艘以上船的矿体; 2. 同上1; 3. 不影响基坑位置的选 择, 征租农林, 移民房 和构筑物, 不存在地方 所有权问题	
	向心 返航开 采法	与上述基本相 似, 但开采中留 单幅或多幅矿段 为返航时开采	1. 同上1, 2, 3	1. 同上1, 2; 2. 比向心法经营费高; 3. 矿砂损失贫化大	1. 同上1, 2, 3 2. 矿体宽度不得小于最小 采幅的二倍
	相背 开采法	多艘船位于矿 量中心处相互背 离开采	1. 易于利用矿体端部的远景储 量; 2. 与下行开采法和向心开采 法, 基建集中, 时间短, 投 资与经营费低; 3. 易于利用高品位矿段做首采 区; 4. 损失贫化小	1. 各艘船不易矿量平衡, 矿山末期产量不稳; 2. 历年采掘计划复杂, 管 理不便	1. 建两艘以上船的矿床; 2. 矿体两端没有封闭; 3. B级储量位于矿量中心 附近; 4. 甲方对征租农林、地面 构筑物和对自然条件无 特殊要求; 5. 勘探可靠, 储量无大变 化时

续表

开采顺序 分 类	特 点	优 点	缺 点	使 用 条 件	
混合式 开采法	相背 返航开 采法	与相背法相似。 但开采中留单幅 或多幅矿段为返 航时开采	1. 同上 1, 2, 3; 2. 船的服务年限相同, 矿山末 期仍保产; 3. 船之间有可比性, 管理方 便; 4. 比向心法基建时间短, 投资 低	1. 损失贫化大; 2. 比相背法经营费高	1. 同上 1, 2, 3, 4; 2. 矿体宽度不少于最小采 幅的二倍
	分段法	把矿体分若干 小井田开采	1. 基建短, 投产快; 2. 易于短期内返本	1. 投资大; 2. 资源利用低; 3. 损失贫化大; 4. 经营费高	1. 矿体储量小, 需建船队; 2. 尾部有障碍物暂无法清 除或查清; 3. 受基建投资和服务年限 的制约; 4. 技术经济不佳的局矿段 暂不回来; 5. 有永冻层时, 先采无永 冻带

开 采 顺 序 技 术 比 较 表

表 1-12-6

	单 艘 相 背 开 采 法	单 艘 相 背 返 航 开 采 法
优点	(1) 过河次数少, 生产安全, 经营费低; (2) 矿砂损失贫化小; (3) 不需要对地面工业设施进行维修和多次搬迁; (4) 企业和车间管理简单	延期征购矿体上部农田, 减少投资
缺点	投产前征用土地和搬迁房屋费高	1. 过河次数多, 生产不安全, 经营管理费高; 2. 矿砂损失贫化大; 3. 需要对地面设施进行维修和多次搬迁; 4. 企业管理复杂

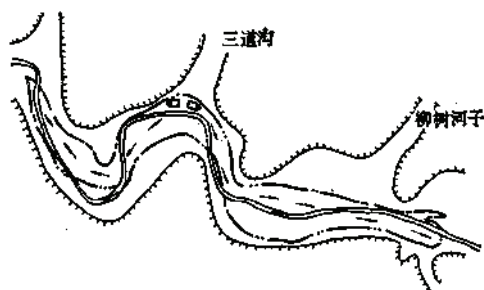


图 1-12-2 珲春金矿相背开采顺序

12.3 开 拓

12.3.1 开 拓 工 作

开拓工作,通常是指修筑坝或挖掘基坑,采掘船出基坑和抵达矿体的联络通道等。

12.3.1.1 基坑

基坑位置可设在矿体内,也可设在矿体的附近,前者出基坑不需要挖掘通道。

1. 基坑位置选择的原则

(1) 一般设置在首采矿段中的B级储量附近,以减少基建探矿工程量;也可以设在首采矿段中高品位的采区;

(2) 覆盖层薄,剥离工程量小;

(3) 应尽量靠近公路、输电线路、地表可利用的民用建筑物和构筑物以及其他设施;

(4) 少占和不占农田;

(5) 在洪水淹没范围以外;

(6) 供水条件好。

2. 基坑形式

一般与船的组装方式、组装船所用的机具,船吨位大小,以及厂家造船工艺的习惯等诸因素有关。常用的基坑型式主要有平地船坞型、基坑船坞型和副基坑船坞型等三种型式(见图1-12-3)。50~250 L船一般采用基坑船坞型。

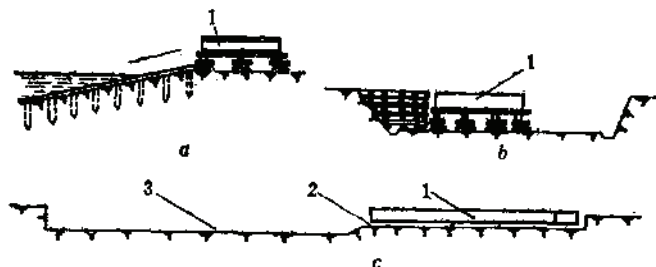


图 1-12-3 基坑类型

a—平地船坞型; b—基坑船坞型; c—副基坑船坞型;

1—平底船, 2—副基坑, 3—主基坑

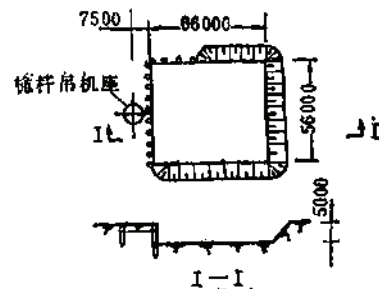


图 1-12-4 荷兰300 L船基坑

例 图1-12-4是我国北方某矿组装荷兰300 L采掘船时采用的基坑型式。图1-12-5是我国南方某矿因造船厂的要求而采用两个基坑型式。

3. 基坑的结构型式

基坑结构主要取决于采掘船组装过程中起吊设备和材料。

基坑结构分为加固基坑和非加固基坑二种。加固基坑型式和常用材料见图1-12-6和表1-12-7。

4. 基坑设计

(1) 基坑必须保证采掘船安全水位。采掘船安全水位按下式确定;

$$H_a = \phi + e_1 + e_0 L_a \tan \alpha, \quad (1-12-1)$$

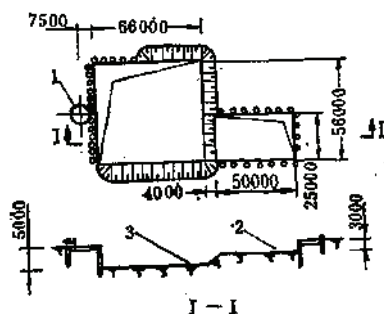


图 1-12-5 300HS采掘船基坑

1—桅杆吊机座, 2—副基坑, 3—主基坑

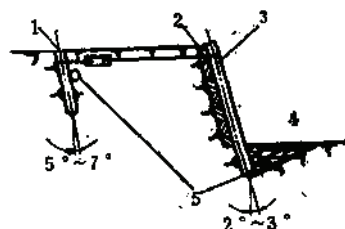


图 1-12-6 锁帮护坡形式

1—桩锚, 2—背板, 3—护岸桩, 4—基坑, 5—横档

锁帮常用材料规格表

表 1-12-7

名 称	技 术 规 格 (mm)
钢 绳	直 径 8~12
钢 管	直 径 40~120, 厚 6~10
坑 木	直 径 150~200
木 板	厚 15~40

式中 H_a ——采池安全水位, m; ϕ ——采掘船吃水深度, m; e_1 ——船底与底板之间的安全间隙, m, 见表1-12-8 L_a ——采池水面上船舶到砾石堆峰之间的距离, m;

$$L_a = C + R'_s + G \quad (1-12-2)$$

 C ——平底船长度, m; R'_s ——废石伪抛散半径, m;

$$R'_s = T \cos \varphi + e_2 - d - G \quad (1-12-3)$$

 T ——砾石胶带两个轮轴之间的距离, m; φ ——砾石胶带机倾角 (平胶带 $<18^\circ$, 凸胶带 $<22^\circ$), ($^\circ$); e_2 ——废石惯性抛掷距离, 一般 $e_2 = 1 \sim 2$ m; d ——艏到胶带机支座轴之距, m; G ——艏到桩柱中心之距, m; e_0 ——底板升高系数, 与采掘船沿河谷纵轴线布置时 $e_0 = 1.0$, 横向轴线布置时 $e_0 = 0.8 \sim 0.9$; α_0 ——河谷倾角, 指矿层底板坡度 ($^\circ$)。

(2) 无论采用哪一种开拓方法, 主基坑几何尺寸须保证采掘船在采池里自由调动的要求。主要基坑的净尺寸是:

长度 L_K (m):

$$L_K \geq 1.25 \sqrt{(C + L_w)^2 + D_{\max}^2} \quad (1-12-4)$$

宽度 b_K (m)

$$b_K \geq 2e_3 + \sqrt{C^2 + D_{\max}^2} \quad (1-12-5)$$

平底船距采池底板安全间隙 e_1

表 1-12-8

斗 容 (L)	平底船吃水深度	安全间隙	备 注
	(m)	(m)	
50	0.95	1.0	苏联船
	1.1	1.0	桦南金矿局, 钢结构船
100	1.3	1.1	早达汽金矿钢木混合结构船
	1.7	1.1	苏联全钢结构
150	1.8	1.1	中国全钢结构
150	2.0	1.2	苏联全钢结构
210	2.3	1.3	苏联全钢结构
250	2.0	1.2	辉春金矿全钢结构
300	2.3	1.2	长春黄金设计院
380	2.7	1.5	苏联全钢结构
600	3.3	1.6	苏联全钢结构

水面以下深度 h_K (m) :

$$h_K = 0.8\phi + h_g + e_4 \quad (1-12-6)$$

$$\text{或} \quad h_K = \phi + (1 \sim 1.7) \quad (1-12-7)$$

$$\text{或} \quad h_K = H_a \quad (1-12-8)$$

式中 L_K ——基坑底板长度, m; L_n ——尾砂溜槽长度, m; $D_{\max}$ ——采掘船最大宽度, m; b_K ——基坑底板宽度, m; e_3 ——船舷到采池干帮之间距 (1~5m), m; h_K ——基坑水下深度, m; h_g ——平底船垫高, 1.0~1.6m; e_4 ——备用高度, 0.8~1.5m; 当渗透系数大时取上限值。

其它符号同前。

副基坑净尺寸 (m) :

$$L_{KK} = C + (4 \sim 10) \quad (1-12-9)$$

$$b_{KK} = D_{\max} + (4 \sim 10) \quad (1-12-10)$$

$$h_{KK} = \phi_K + 0.5 \quad (1-12-11)$$

式中 L_{KK} ——副基坑长度, m; b_{KK} ——副基坑宽度, m; h_{KK} ——水深, m; ϕ_K ——平底船自身吃水深度, m;

其它符号同前。

基坑规格尺寸以坑底为标准。由于主副基坑底板不在同一标高, 造成相互衔接的两基坑底板边缘在平面上的投影间距为

$$\Delta l = (Z_f - Z_r) \operatorname{ctg} \gamma \quad (1-12-12)$$

式中 Δl ——相邻两基坑边缘之距, m;

Z_f ——副基坑的底板标高, m;

Z_r ——主基坑的底板标高, m;

γ ——土岩自然安息角(如遇两种土岩时,取较小的一种), ($^{\circ}$)。

国内外基坑尺寸见表1-12-9。

国内外采掘船基坑尺寸表

表 1-12-9

国 家	斗 容 (L)	水下最大挖深 (m)	平底船规格 (m) 长×宽×高	吃 水 深 度 (m)	平底船到基坑 最小距离 (m)	基 坑 尺 寸 (m)		
						长	宽	水下深
苏联	150	9.3	32.5×15.4×2.4	1.7	0.9	50	40	2.6
苏联	210	11	40.4×18.2×3.0	2.0	1.2	55	45	2.2
苏联	250	12	42.8×18.2×3.0	2.0	1.3	60	50	3.3
中国	250	12	42.8×20×2.7	2.0	1.6	63	44	3.6
中国	300	16	44.4×20×3.2	2.3	1.7	53	44	4.0
中国	*300	19	46×19.5×3.2	2.4	1.6	66	58	4.1
						79	25	1.0
苏联	380	12	45.5×22.2×3.2	2.6	1.4	70	69	4.0
苏联	380	30	62×24×3.5	2.7	1.3	95	75	4.5
苏联	600	50	108×32.6×4.5	3.3	2.7	145	120	6.0

* 主副基坑型式。

12.3.1.2 出基坑

出基坑的要求:

(1) 出基坑终端的宽度应满足采掘船的最小采幅;

(2) 出基坑的终端应达到矿体的底板;

(3) 出基坑加深角视土岩性质,以不触尾为原则计算或经验选取,一般加深角为 $5^{\circ}\sim 14^{\circ}$,详见表1-12-10。

不同类型采掘船的加深角

表 1-12-10

指 标	采 掘 船			
	苏 联	苏 联	苏 联	中 国
	OM-430	OM-431	DM-431	300HS
	380(L)	380(L)	380(L)	300(L)
基坑距采场距离 m	20	75	126	30 (87)*
基坑底板与采场底板高差 m	23	18	12	8
加深角 ($^{\circ}$)	$6^{\circ}31'$	$13^{\circ}30'$	$5^{\circ}25'$	$9^{\circ}30'$
出坑时间 d	86	40	42	—

* 括号内为实际指标。

采掘船正常挖掘所需的加深角为 $6^{\circ}\sim 8^{\circ}$,如果加大加深角,须配备处理砾石和尾砂堆的工程机械。

出基坑所需的时间一般为1.5~3个月。出基坑方式见图1-12-7, 1-12-8。

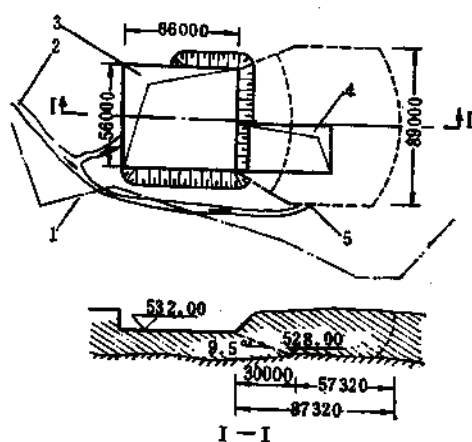


图 1-12-7 我国某砂金矿300L采掘船出坑图

1—矿体界线；2—引水渠；3—主基坑；4—副基坑；5—出境界线

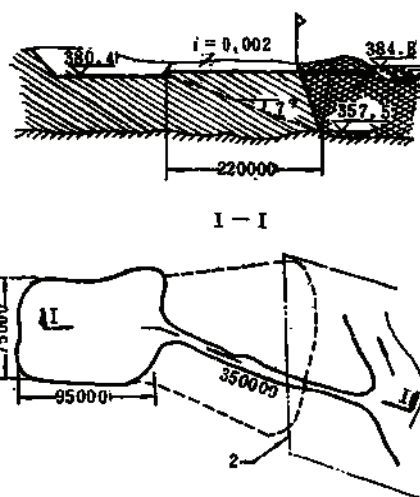


图 1-12-8 苏联600L采掘船出坑图

1—河；2—矿体界线

12.3.1.3 通道

通道可分为直线通道和转弯通道两种型式。前者是按采掘船正常挖掘条件下的最小采幅设计，后者按保证采掘船调转90°角的最小采幅设计。采掘船通道的几何尺寸，可按表1-12-11选取。

采掘船通道几何尺寸

表 1-12-11

国家	型 号	斗 容 (L)	通道形式	干 帮 高 (m)	通 道 规 格 (m)			备 注
					高	宽		
						表 面	底 面	
	桦 南 60	50	转 直	1.0	2.1	42	39	直: 直线通道 转: 转弯通道
				1.0	2.1	41	39	
	黑 河 100	100	转 直	1.0	2.3	53	50	
				1.0	2.3	47	45	
	黑 河 150	150	转 直	1.0	2.8	65	62	
				1.0	2.8	54	51	
	桦南150 I	150	转 直	1.0	2.8	67	65	
				1.0	2.8	50	47	
	桦南150 II	150	转 直	1.0	2.8	72	70	
				1.0	2.8	45	43	
	东方红 I	250	转 直	2.0	5.1	72	68	
				2.0	5.1	69	66	
	长春黄金设计院 300	300	转 直	2.3	5.8	56	53	
				2.3	5.8	49	47	
苏联	H3TM-250	250	转 直	2.0	5.1	72	68	
				2.0	5.1	60	56	

12.3.2 开拓方法的分类及使用条件

开拓类型主要有掘坑型、坝型、联合型等三大类，其使用条件见表1-12-12。

主要开拓方法分类与技术比较表

表 1-12-12

开拓方法 分 类		特 点	优 点	缺 点	使 用 条 件
掘 坑 型	码头式掘坑开拓	建船于码头中, 在码头上建船后, 进行开拓	基建工程量小, 投产快	易受洪水威胁	1. 保安全水位; 2. 无洪水期建船; 3. 建船所需工具齐全
	码头式超挖掘坑开拓	通往矿体的通道需要超挖	同上	1. 同上; 2. 设备磨损大、电耗大、成本高	1. 同上; 2. 可级土岩超挖深度不应大于0.4m
	河漫滩式掘坑开拓	基坑设于河漫滩上	1. 地面开阔, 建船速度快; 2. 一般供水方式简单; 3. 基坑易用机械化施工, 工期短	1. 岩体松散, 需护带; 2. 易受洪水威胁; 3. 建船期间需供水或排水	1. 无永冻带设基坑; 2. 应采取防洪措施; 3. 潜水位埋深一般小于2m
	河漫滩式超挖掘坑开拓	与码头式超挖掘坑开拓及河漫滩式掘坑开拓相同	同上	1. 同上; 2. 设备磨损大, 电耗大, 成本高	1. 同上; 2. 可级土岩超挖深度不应大于0.4m
	阶地式掘坑开拓	基坑位于Ⅰ级阶地以上, 且一般用水泵供水	不需筑坝, 成本低	1. 损失率大; 2. 供水系统工程量大, 管理复杂; 3. 渗透系数大时, 需设备用电源, 投资大	1. 矿床渗透系数小; 2. 阶地宽阔; 3. 需设备用电源
坝 型	人工坝机械筑	普通坝开拓 用明渠引水, 筑墙式坝用拦河筑坝形式, 提高水位来达到供水目的	可充分利用资源 同上	成本高 同上	矿体厚度小, 或底板坡度大, 局部达不到安全水位 1. 同上 2. 无洪水威胁的小溪
	采掘船筑坝开拓	围堰开拓 船采中用废石堆自然围堰, 形成基坑开拓	基建投资低	出坑复杂	1. 分批建船的矿床
联 合 型	阶段开拓	地表用工程机械剥离, 水下用船采	1. 企业生产能力大; 2. 船运采矿时间长; 3. 经营效益好	1. 一次性投资高; 2. 剥离要求严格; 3. 损失贫化大	距水面0.5~1.0m时停剥
	预留矿柱式筑坝开拓	减少采池水的漏损, 于矿体上筑坝	易保采池水位	1. 损失贫化大; 2. 成本高	缺水或渗透系数大的矿床
	转运筑坝开拓	与围堰开拓相似, 只是采池溢流段, 用调船方式把废石堆加筑成筑坝 (还需要人工修补), 来达到设计水位高度	减少基建投资	1. 调船频繁, 易于触礁; 2. 生产能力低	临时性措施
	超挖筑坝开拓	与筑坝开拓相似, 只是通往矿体中, 局部底板采取超挖方式	减少筑坝费用	1. 生产能力低 2. 设备磨损大, 电耗大, 成本高	与普通筑坝开拓和河漫滩超挖掘坑开拓中的第二条相同

12.3.2.1 掘坑开拓法

本法中以河漫滩式常规掘坑开拓法最常用。

1. 码头式掘坑开拓

利用码头上的起吊设备组装采掘船后, 开始进行开拓工作。有时还可以在岸上修筑船坞, 把平底船组装下水后, 利用简易码头上的起吊设备组装采掘船(图1-12-9)。

2. 码头式超挖掘坑开拓

此方法与码头式掘坑开拓基本相同, 不同之处是, 通往矿体的联络道底板高于基坑底板, 需超挖。一般超挖深度为0.4~1.8m, VI级土岩不能超过0.4m。当超挖坚硬底板时, 斗链、斗架及采掘船的其它零部件磨损加快。例如210L采掘船的锰钢挖斗一年就被磨坏, 年检修费用增加1.2~1.5倍, 电能负荷增加1.2~1.6倍(图1-12-10)。

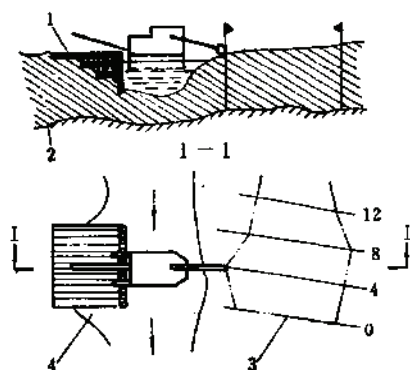


图 1-12-9 码头式掘坑开拓

1—简易码头; 2—底板界线; 3—矿体界线; 4—河

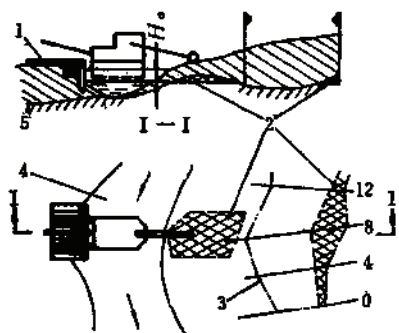


图 1-12-10 码头式超挖掘坑开拓

1—简易码头; 2—超挖底板; 3—矿体界线; 4—河; 5—底板界线

3. 河漫滩掘坑开拓

基坑位于现代河漫滩上(图1-12-11, 图1-12-12), 在基坑里组装采掘船, 经出坑和联络通道靠近矿体。基坑向采池供水较为方便, 因此在我国应用最广泛。

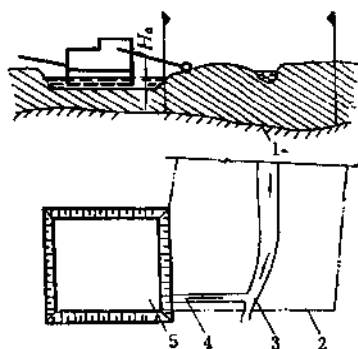


图 1-12-11 河漫滩常规掘坑开拓

1—底板界线; 2—矿体界线; 3—河;
4—引水沟; 5—基坑

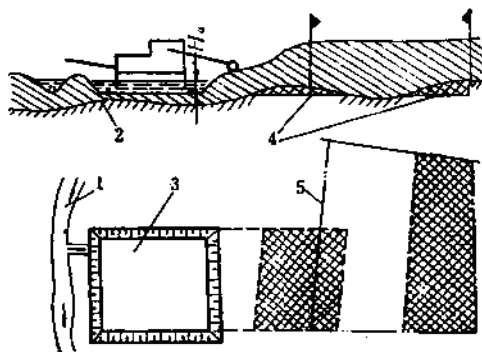


图 1-12-12 河漫滩超挖掘坑开拓

1—河; 2—底板界线; 3—基坑;
4—超挖界线; 5—矿体界线

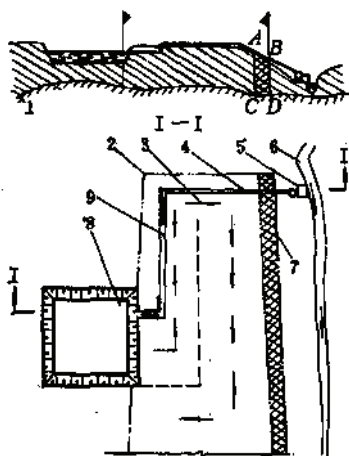


图 1-12-13 阶地式掘坑开拓

1—底板界线；2—矿体界线；3—开采路线；4—引水管线；5—水泵站；6—河；7—保安矿柱；8—基坑；9—引水渠

高漫滩掘坑开拓中，采用拦河或引水沟供水方式。由于基坑土岩通常是砂砾层，基坑边坡稳定性差，在工作帮上一般需要加固。

4. 阶地式掘坑开拓

基坑设于阶地矿床上或靠近矿体的地方，一般采用水泵供水（图1-12-13），有时也采用引水沟供水，但是最后一种方法需开引水渠，工程量较大，无特殊情况不采用。如果矿床渗透系数较大时，应留10~20m保安矿柱（图1-12-13中ABCD），并设备用电源。

12.3.2.2 坝式开拓

为了减少通道工程量，采用坝式开拓方法时（图1-12-14），采掘船安装场地一般设在矿体上，与河谷或现代河床隔开。一般提高水位2~4m。

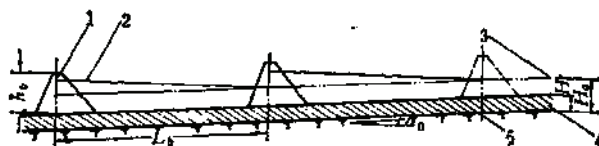


图 1-12-14 坝与水位关系

1—坝；2—水位线；3—船安全水位线；4—矿体；5—底板界线

1. 坝式开拓的一般要求

1) 筑坝的类型及结构

船采所需坝，一般均属渗水坝。当渗水量较大，无法保证设计水位时，采用半渗水（或不渗水）坝，有时也采用溢流坝。采用半渗水坝时须设溢洪道。坝的坡度一般采用迎水面1:2，背水面1:1.5。施工采用推土机、人工、采掘船等形式。

坝的结构有四种

(1) 土或砂砾坝（图1-12-15a）。人工或推土机直接堆成。使用于普通坝和围堰坝开拓，成本低，是常用的方法。

(2) 土（或砂砾）和草袋坝（图1-12-15b）。人工或推土机直接堆成后，迎水面和背水面一部分用草袋装土（砂）砌成，主要用于拦河坝开拓。

(3) 木条和砾石坝（图1-12-15c）。

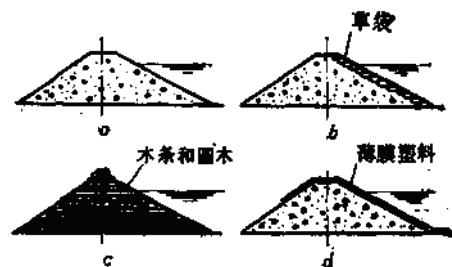


图 1-12-15 坝结构

a—土（或砂砾）坝；b—土（或砂砾）和草袋坝；c—砾石和木条坝；d—土（或砂砾）塑料薄膜坝

属于渗水——溢流坝型。该结构用现代河漫滩上的次生林木材，纵横堆高0.2~0.3m，再用砾石砌高0.3~0.5m，可用于河水流量较大的拦河坝开拓。我国珲春金矿用此开拓法，水位提高了2.0~2.2m，单位矿砂成本为0.4元/m³。

(4) 土(或砂砾)塑料薄膜坝，属于半渗水(或不渗水)坝，人工或推土机用砂砾筑坝后，坝的表面铺一层塑料薄膜。这种结构的坝使用于缺水地区(图1-12-15d)。

2) 坝高(m)

$$h_b = H_a - H + L_b \sin \alpha + h_y \quad (1-12-13)$$

式中 h_b ——坝高，m；

H ——挖深，在底板筑坝 $H=0$ ，m；

L_b ——两坝中心线之斜距，m；

h_y ——备用高度，被水淹没面积大于2公顷，风大时 $h_y=1.2\sim1.5$ m；反之 $h_y=0.8\sim1.0$ m。

3) 坝间距离(m)

$$L_{bb} = (h_b + H - H_a - h_y) \operatorname{ctg} \alpha \quad (1-12-14)$$

式中 符号同前，在底板筑坝时 $H=0$ ，m。

2. 人工或机械筑坝开拓

为了提高水位，普通坝型和拦河坝型开拓方法常应用于高漫滩或阶地砂矿床上。

1) 普通坝开拓

河的上游用明渠引水，并修筑墙式坝(图1-12-16)。

2) 拦河坝开拓

一般河在流量有限，正常情况下无法满足所需水量和水位时应用(图1-12-17)



图 1-12-16 普通坝开拓

1—废石堆；2—坝；3—底板界线；4—矿体

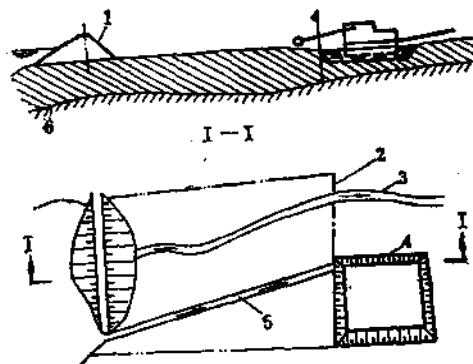


图 1-12-17 拦河坝开拓

1—拦河坝；2—矿体界线；3—河；4—基坑；
5—引水渠；6—底板界线

3. 采掘船筑坝开拓

1) 围堰开拓

这种开拓方式是采掘船开采中，用废石堆自筑坝，为建另一艘船形成基坑(图1-12-18)。

2) 阶梯围堰开拓

这种开拓方式是用横向开采路线，靠调船方法使废石自筑成横向坝来提高水位（图1-12-19）。我国桦南金矿局的50 L采掘船，用此法成功地开采了无水河谷区的矿体。

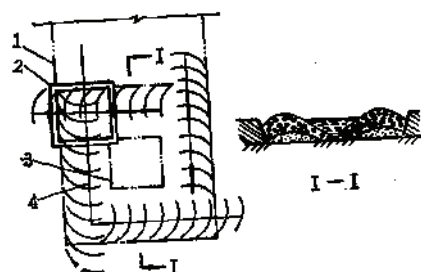


图 1-12-18 圆型开拓

1—矿体界线；2—圆坑型基坑；
3—围堰基坑；4—开采路线

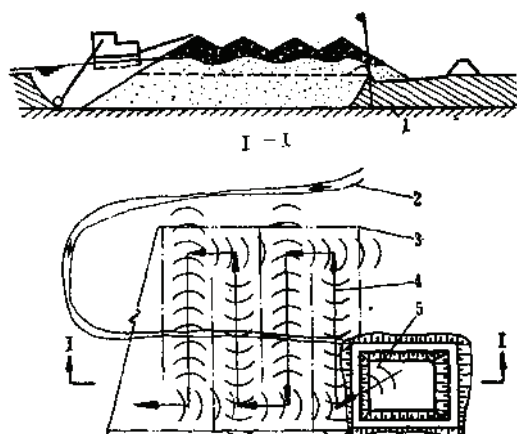


图 1-12-19 阶梯圆型开拓

1—底板界线；2—引水渠；3—矿体界线；
4—开采路线；5—基坑

12.3.2.3 联合开拓法

1. 阶段开拓

由于机剥比船剥生产成本低，并能提高采掘船的生产能力，因此，在国内外广泛应用阶段开拓。我国黄金矿山绝大部分采用阶段开拓（图1-12-20）。但在机剥中为确保工程机械的安全，距潜水位0.5~1.0m时须停剥（砂砾层时为0.5m，表土、泥炭层、粘土为1.0m）。

2. 预留矿柱式筑坝开拓

为了减少采池水的漏损，确保采池安全水位，采用沿横向一定距离留矿柱的筑坝开拓方法（图1-12-21）。如苏联在20~30%的坚硬底板的砂矿上，用210 L链斗式采掘船开拓时，除了筑坝之外沿走向每隔60m留地表宽3~4m的横向矿柱。

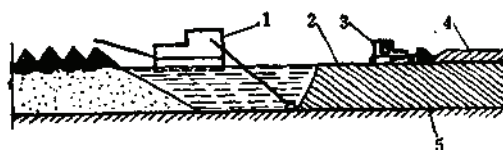


图 1-12-20 阶段开拓

1—采掘船；2—矿体；3—推土机；4—剥离层；5—底板界线

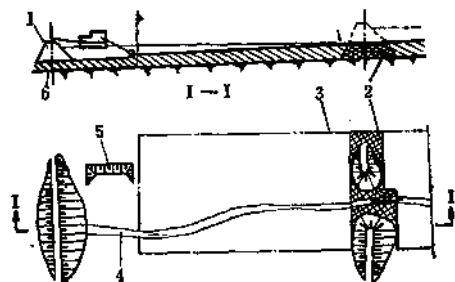


图 1-12-21 预留矿柱筑坝开拓

1—坝；2—预留矿柱；3—矿体界线；
4—河；5—基坑；6—底板界线

3. 超挖筑坝开拓

在开采某一矿段时,利用筑坝提高的水位不能满足安全水位时,使用超挖底板的开拓方式(图1-12-22)。如苏联某210L船用此法开拓时,其生产能力下降了44%。

4. 转运筑坝开拓

用采掘船调尾的方式,把废石堆积于采空区的溢流区来提高水位,但坝一般需人工修补,否则难以保证设计水位。这种开拓方法,珲春金矿在加固拦河坝两翼时曾使用过,效果良好,但调船频繁,易于触尾,一般应用于临时性开拓,正规设计中很少应用(图1-12-23)。

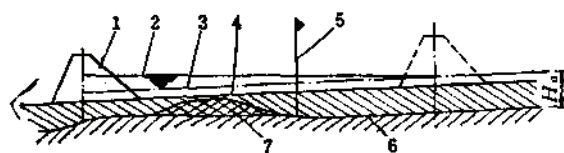


图 1-12-22 超挖筑坝开拓

1—坝; 2—水面; 3—安全水位; 4—地表
5—矿体界线; 6—底板界线; 7—超挖岩体

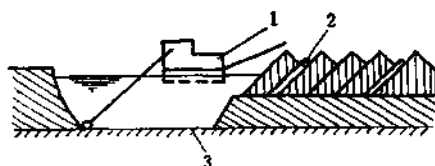


图 1-12-23 转运筑坝开拓

1—采掘船; 2—转运岩体式坝; 3—底板界线

12.4 采 矿 方 法

采矿方法包括开采路线、回采方法和采场构成要素等三个方面。

在选择采矿方法时,除了生产能力以外,必须重视排尾方式、废石堆、复田(造田)、复林(造林),以及污水处理等环保问题。

12.4.1 开 采 路 线

12.4.1.1 开采路线的分类及使用条件

开采路线分为三大类即纵向开采路线、横向开采路线和混合开采路线,其中均有上行和下行之分。

开采路线的分类和技术比较见表1-12-13和图1-12-24,图1-12-25。



图 1-12-24 开采路线图

a—单幅纵向; b—双幅纵向; c—三幅纵向;
d—单幅横向; e—双幅横向

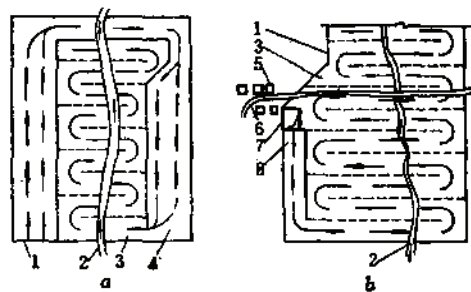


图 1-12-25 混合开采路线

a—双幅纵向和单幅横向开采路线 b—单幅纵向和单幅横向开采路线
1—矿体界线; 2—河; 3—单幅纵向; 4—双幅纵向; 5—居民区; 6—公路; 7—基坑; 8—单幅纵向

开采路线分类和技术比较表

表 1-12-13

开采路线分类		优 点	缺 点	使 用 条 件
纵向 开采 路线	单幅纵向 开采路线	1. 停船时间短, 生产能力高; 2. 地面易于布置, 辅助工程量小; 3. 采矿容易, 易改变工作路线; 4. 比多幅纵向耗水量小, 易控制水位; 5. 有利于防洪; 6. 严寒地区采池小, 易除冰	1. 矿体界线不清时易丢矿; 2. 大于中厚矿体损失贫化大; 3. 废石堆高, 复田不利	1. 矿体界线清; 2. 需防洪; 3. 有永冻带区域; 4. 地面高差不大; 5. 宽矿体, 采幅数量为奇数; 6. 损失贫化经比较合理
	多幅纵向 开采路线	1. 大于中厚矿体损失贫化低; 2. 废石堆平缓, 复田有利	1. 矿体界线不清时, 易丢矿; 2. 比单幅停船时间长, 生产能力低; 3. 耗水量大, 难于控制水位; 4. 地面工程布置复杂, 管理复杂; 5. 易受洪水威胁	1. 矿体界线清; 2. 机割后, 采幅之间地形不大于船采要求; 3. 不需筑坝矿段; 4. 横移绞车满足要求; 5. 严寒地区早春、晚秋不宜应用; 6. 受洪水威胁矿段不能用; 7. 采幅数一般为 6~7 个, 常用 2~3 个; 8. 采幅间超前距一般为 2~4 倍移步距
	单幅横向 开采路线	1. 具有补勘作用; 2. 充分利用资源; 3. 比多幅横向辅助作业时间短, 时间利用率高; 4. 采池耗水量低, 易控制水位; 5. 严寒区易除冰; 6. 易改变开采路线, 调船方便; 7. 围堰开拓时比筑坝成本低	1. 窄矿体调船频, 生产能力低; 2. 中厚以上矿体, 矿砂损失贫化大; 3. 地面设施重复量大; 4. 不利于防洪; 5. 渗透系数大的须留矿柱, 损失率大; 6. 废石堆高, 不利复田	1. 矿体界线不清; 2. 小于中厚矿体, 经验算不压矿; 3. 矿体宽度 $> 2 \sim 4$ 倍最小工作采幅; 4. 缺水地区或阶地开拓; 5. 有永冻层或严寒地区; 6. 无洪水威胁; 7. 适宜阶地围堰开拓
横向 开采 路线	多幅横向 开采路线	1. 大于中厚矿体, 损失贫化小; 2. 废石堆平缓, 复田有利; 3. 有利于资源利用	1. 比单幅停船时间长, 生产能力低; 2. 地面工程布置复杂; 3. 耗水量大, 难于控制水位; 4. 渗透系数大的矿体须留矿柱, 回采率低; 5. 不利于防洪	1. 同上 1, 3, 6; 2. 水源丰富; 3. 经剥离后, 各幅之间地形高差不大于船采要求; 4. 严寒地区早春、晚秋 (早冬) 不宜采用; 5. 采幅数一般为 2~6 个, 常用 2~3 个; 6. 横移绞车容量满足要求; 7. 采幅之间超前距一般为 2~4 个移步距
	横向—纵向 混合开采路线			

12.4.1.2 开采路线选择

1. 选择开采路线的依据

(1) 矿体边界的准确性和矿体宽度变化程度;

- (2) 机剥后地形高差变化;
- (3) 矿砂损失贫化率小;
- (4) 采掘船的停船时间少;
- (5) 输电线路、水沟、绳窝、清冰等辅工程量和施工难易性;
- (6) 矿体需机剥时, 要考虑排弃场的位置和机剥设备的效率;
- (7) 砂矿床上原有构筑物和建筑物的利用程度, 以及迁移方案的经济性。

2. 选择开采路线

选择开采路线时, 通常从以下四个方面比较。

1) 采掘船停船时间

(1) 移步时间

在设计中一般按表1-12-14选取指标。生产单位以实测值灵活选用。

一个矿段中, 单幅开采时移步时间为

$$T_1 = t_1 \frac{l_c}{a} \quad (1-12-15)$$

多幅开采时移步时间 (h)

$$T_1 = t_1 n_f \frac{l_c}{a} \quad (1-12-16)$$

式中 T_1 ——移步时间, h;

t_1 ——每次移步时间, h;

l_c ——每年采掘船平均前进距离, m;

a ——移步距, m;

n_f ——采幅数量, 幅。

(2) 调船时间

船绳式船比桩柱式船多1~2h。

调船90°所需时间

$$T_2 = n_2 t_2 \quad (1-12-17)$$

式中 T_2 ——调转90°所需停船时间, h;

n_2 ——开采矿段调船90°次数;

t_2 ——每次调船90°时停船时间, h。

(3) 电缆换向时间

$$T_3 = n_3 t_3 \quad (1-12-18)$$

式中 T_3 ——电缆换向时间, h;

n_3 ——开采矿段电缆换向次数;

t_3 ——每次电缆换向时间(表1-12-14), h。

(4) 幅间移船时间

各幅之间有一定超前距离, 通常为2~4倍移步距。最大超前距离按下式确定:

$$L_z \leq \sqrt{(A + \gamma)^2 - (F + K)^2} - E + e_s \quad (1-12-19)$$

式中 L_z ——最大超前距, m;

A ——斗架长度, m;

停船原因及时间表

表 1-12-14

每次停船时间 (min)	桩 柱 式					备 注
	斗 容 (L)					
	50	100	150	250	300	
移 步	5~10	7~15	15~30	10~15	2~4	调转90°
幅间移船	10~20	10~25	20~30	20~30		
调 船	60~90	60~90	60~120	60~120	120~240	
移横移绳	10~30	10~30	20~60	30~60	60~120	
电缆转向	60~120	60~120	60~180	60~240	60~240	
交 接 班	0~20	0~20	0~20	0~30	0~30	
清 溜	10~20	20~30	30~40	0~40		
清 冰	120~240	120~240	120~240	240~480	240~280	
巨 砾 石	2~4	2~4	3~5	3~5	9~20	
每年中修天数	2~4	2~4	2~4	6~8	6~8	
每月小修天数	1	1	1	1	1	

r ——下滚筒挖掘半径, m;

K ——干弦高, m;

F ——甲板到上滚筒中心距, m;

E ——船到上滚筒中心水平距, m;

e_c ——下滚筒斗唇到工作面的安全距离, 一般取0.4~0.8m。

多幅纵向开采时幅间移船时间:

$$T_4 = (n_c - 1)t_4 \frac{L_c}{L_z} \quad (1-12-20)$$

式中 T_4 ——开采矿段幅间移船时间, h;

n_c ——采幅数量;

t_4 ——每次幅间移船时间 (表1-12-14), h;

其它符号同前。

多幅横向开采时, 在矿体宽度内幅间移船时间:

$$T_4 = (n_c - 1)t_4 \frac{B_c - 2B}{L_z} \quad (1-12-21)$$

式中 B_c ——矿体宽度, m;

B ——采幅宽, m;

其它符号同前。

用停船时间确定开采路线较为简单, 故常被采用。

例 某砂金矿的某一矿段平均宽度为268m, 埋深浅, 相邻采场不压矿, 矿体界线清, 地表平坦。一艘300L采掘船推进距为432m/a, 回采面积为11.58万m²/a。该矿段有四种开采路线方案, 单幅纵向、多幅纵向、单幅横向、多幅横向, 经计算, 各方案采掘船停船时间分别为: 125h/a、163h/a、136h/a。从增加纯作业时间角度分析, 单幅比多幅好, 纵向比横向好, 故推荐单幅纵向开采路线。

2) 采幅与生产能力

生产能力还受采幅的影响, 采幅大生产能力低, 一般波动范围为10~15%。

3) 矿砂损失和贫化

中厚以下矿体，船采一般不压矿。经计算和实测，如单幅开采路线压矿时，可用多幅开采路线。

4) 剥离和其它工程

(1) 剥离

机剥使入选品位提高，企业经济效益好。常用机剥设备是推土机、拖拉铲运机，其次为装载机。

(2) 环境保护

确定开采路线时必须考虑到有利于生态平衡。尤其是复田可靠性和经济性。

例1 图1-12-25a是采用混合开采路线。若采用横向开采时，矿体上部的表土均运到矿体外部，推土机平均运距达200m，设备效率降低60%以上；若采用混合开采路线，平均运距仅有100m，只考虑推土机效率时，采用螺旋式开采路线为合理，但是采完此矿段后，采掘船必将通过采空区，技术经济上不合理。因此，推荐双幅纵向和单幅开采路线。

例2 图1-12-25b是为了充分利用公路附近的民用设施，加快基建进度，将基坑设在公路一侧，并靠近居民区的矿体上。首采地段采用了单幅横向为主，单幅纵向为辅的开采路线。

12.4.2 回采方法分类及使用条件

根据挖斗在工作面上的运动轨迹和移动方式进行分类（表1-12-15）。

半工作面回采法是指一个正常采幅范围内分两个（有时三个）小采区，分别进行回采的采矿工艺（图1-12-26）。根据矿体赋存条件和采矿工艺的要求，又分为常规换桩法、调船法和调桩法等四种。

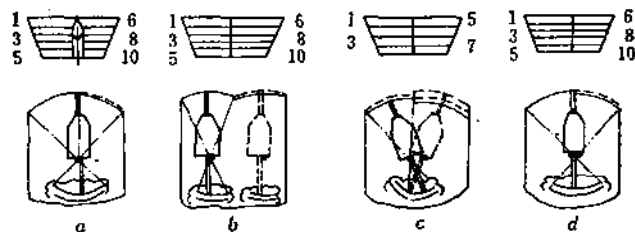


图 1-12-26 半工作面回采法

a—带规法；b—调船法；c—调桩法；d—换桩法

12.4.2.1 常规法

利用常规工作桩，把一个采幅分为两个小采区回采的工艺（图1-12-26a）。其废石堆形成规律与正工作面回采法相同。主要应用于：巨砾石分布不均匀，且不易处理的情况；寒冷地区早春或有季节冻及永久冻层地区局部解冻时。

12.4.2.2 换桩法

对正常采幅内的左右两个小采区，分别用左右桩柱轮换进行回采（图1-12-26d），废石堆抛散宽度比正常法宽，堆积高度低。主要用于有触颧危险时。

12.4.2.3 调船法

是在一个采幅里采用多幅回采法的工艺（图1-12-26b），与常规法和换桩法比较，采

掘船调转角小, 废石堆抛散宽度更宽, 分布均匀。主要应用于矿体干帮高或筛下物多, 砾石易于触胶带或尾砂溜槽的特殊情况。

12.4.2.4 调船法

该法是采掘船在回采左侧小采场时将船甩到右侧, 回采右侧时甩到左侧的一种采矿工艺 (图1-12-28c)。废石堆抛散宽度与换桩法基本相同, 主要应用于筛下物多, 易触船的矿体。

半工作面回采法的停船时间长, 生产能力低。只有在矿砂粒度变化较大或干帮较高, 有触船可能和局部有地下障碍物时, 作为避免事故的一种应急措施 (一般情况不用)。

正工作面回采法中又分为整步法和半步法, 半步回采法是指船前移二分之一步距之后回采工艺 (图1-12-27)。工作面呈“半月牙形”, 生产能力极不平衡, 停船时间长, 效率低。

一般在地下障碍物较多, 无法预测障碍位置情况下, 作为一种临时性措施。

主要回采方法分类与技术比较表

表 1-12-15

回采方法分类			优 点	缺 点	使 用 条 件
柱 分 层 法	单层 掏底法	正工作 面法	1. 操作简单; 2. 生产能力高	1. 对矿砂开采技术条件严格; 2. 改变回采方法和回采路线较困难	1. 矿砂松散, 无粘性; 2. 粒度均匀, 没有巨砾石; 3. 水下无障碍物或采空区
	双层 掏底法	斜工作 面法			
	分 层 法		1. 开采技术条件要求不严; 2. 易处理水下障碍物, 易保船安全; 3. 改变回采方法比较灵活	1. 停船时间长; 2. 比掏底法操作复杂	1. 具备船采的砂矿床均可应用
	正工作面 回采法	整步法	1. 污水易排, 选别条件好; 2. 比斜工作面生产能力高; 3. 比斜工作面操作简单, 调船方便	1. 中厚以上矿体, 单幅回采时易压矿, 损失贫化大; 2. 废石堆高, 复田不利; 3. 不易控制水位	1. 中厚以下矿体不压矿; 2. 辅助工程量小, 不需要复田或窄矿体; 3. 地形或推移绞车容量等条件受限制时; 4. 操作不熟练时试用; 5. 水量充足; 6. 不触船
		半步法			
式	斜工作面回采法		1. 与正工作面回采法的缺点相反	1. 与正工作面的优点相反	1. 经验证不压矿; 2. 缺水地区; 3. 边开采边复田; 4. 地形和船技术条件允许; 5. 有触船的可能; 6. 操作技术水平高
	阶梯工作面回采法		1. 满斗系数均匀, 生产能力高	1. 操作复杂; 2. 企业管理复杂	1. 推移速度恒定; 2. 检测仪齐全; 3. 操作工具有一定水平; 4. 企业管理水平高

续表

回采方法分类		优 点	缺 点	使 用 条 件
船 式	平行横移回采法	1. 生产能力比十字横移法高	1. 挖掘阻力大, 生产能力低; 2. 占地面积大, 操作复杂, 复田费高	1. 江河流速大时, 为确保船的安全而采取的临时性措施
	斜向横移回采法	1. 生产能力比平行横移法高; 2. 能准确地控制矿体界线	1. 比桩柱法生产能力低; 2. 比桩柱法地面占地面积大, 复田费高; 3. 比桩柱法操作复杂	1. 疏浚船遭工程上广泛利用; 2. 江河流量大, 水深, 保证安全水位; 3. 底板硬度小于Ⅲ~Ⅳ级土岩
	十字形横移回采法		1. 调船频繁; 2. 生产能力低; 3. 占地面积大, 复田费用高	1. 适宜采池扩帮工程
	扇形横移回采法	1. 操作简便; 2. 比十字横移法生产能力高; 3. 易控制矿体界线	1. 占地面积大; 2. 调船频, 生产能力低	1. 窄矿体; 2. 采池扩帮工程
	三进一退联合回采法		1. 工艺复杂, 操作不便; 2. 生产能力低; 3. 占地面积大, 复田费高	1. 水量充足; 2. 不受洪水威胁; 3. 地形平坦, 有足够场地; 4. 工艺不成熟, 有待研讨
桩柱—船绳联合回采法		1. 克服桩柱式船和船绳式船的各自缺点	1. 操作极为复杂; 2. 占地面积大, 复田费高	1. 同上 1, 2, 3, 4
水枪—船联合回采法				1. 干帮大于船采技术条件要求时

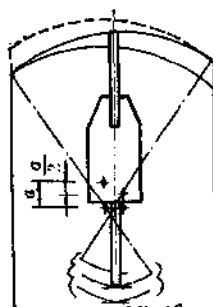


图 1-12-27 半步回采法

12.4.3 采场构成要素

采场构成要素包括采场和废石堆两大方面的基本参数。

12.4.3.1 挖掘半径

1. 桩柱式采掘船挖掘半径 (图1-12-28)

在生产中, 为了简化计算程序, 我国和苏联都经常应用简化公式。由此求得的挖掘半

径称作伪挖掘半径，而且把由伪挖掘半径而得出的所有参数名称前均加一个“伪”字以示区别。

1) 桩柱式采掘船伪挖掘半径 (m) :

$$R = C + G - E + \left(1 + \frac{r}{A}\right) \sqrt{A^2 - (F + K - r - H_s + H_x)^2} \quad (1-12-22)$$

式中 C ——平底船长, m;
 G ——艏到桩柱中心线距离, m;
 E ——艏到上滚筒中心线距离, m;
 r ——下滚筒挖掘半径, m;
 A ——斗架长, m;
 F ——甲板到上滚筒中心距, m;
 K ——干舷高, m;
 H_s ——干帮高, m;
 H_x ——不同水平总挖深, m。

设计和生产中常用以下几种伪挖掘半径:

(1) 砂矿表面伪挖掘半径 (m)

$$R_b = C + G - E + \left(1 + \frac{r}{A}\right) \sqrt{A^2 - (F + K - r - H_s)^2} \quad (1-12-23)$$

(2) 水面伪挖掘半径 (m)

$$R_m = C + G - E + \left(1 + \frac{r}{A}\right) \sqrt{A^2 - (F + K - r)^2} \quad (1-12-24)$$

(3) 船底伪挖掘半径 (m)

$$R_d = C + G - E + \left(1 + \frac{r}{A}\right) \sqrt{A^2 - (F + K - r + \phi)^2} \quad (1-12-25)$$

(4) 安全水位伪挖掘半径 (m)

$$R_a = C + G - E + \left(1 + \frac{r}{A}\right) \sqrt{A^2 - (F + K - r + H_a)^2} \quad (1-12-26)$$

式中 ϕ ——船吃水深度, m;

H_a ——船安全水位, m;

其它符号同前。

(5) 平均伪挖掘半径 (m)

$$R_p = C + G - E + \left(1 + \frac{r}{A}\right) \sqrt{A^2 - (F + K - r + H_s + 0.5H_x)^2} \quad (1-12-27)$$

式中符号同前。

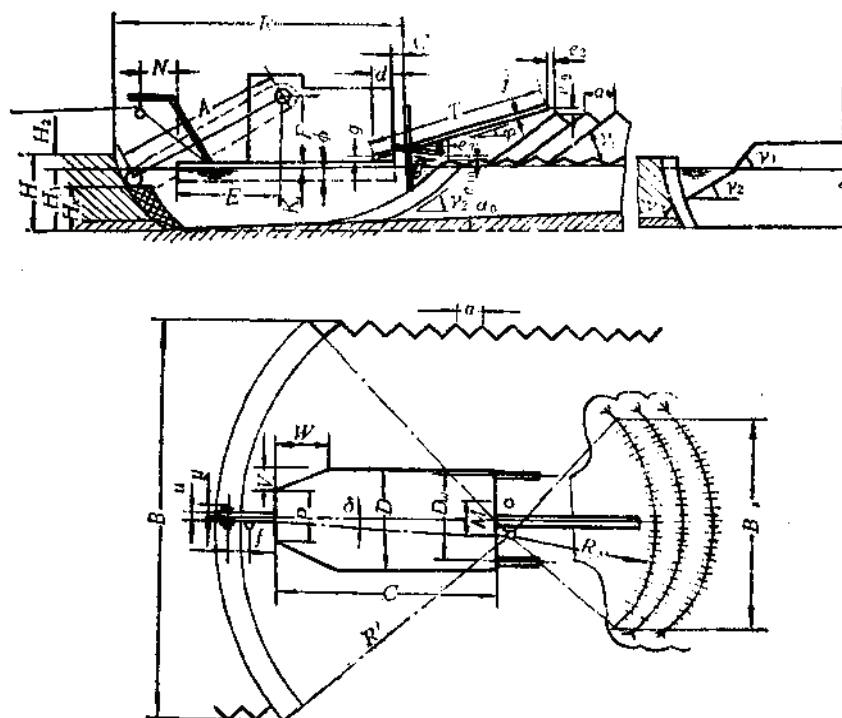


图 1-12-28 采场和采掘船基本参数

2) 桩柱式采掘船挖掘半径 (m),

$$R' = \frac{R}{\cos \delta} \quad (1-12-28)$$

或
$$R' = \sqrt{R^2 + (0.5M)^2} \quad (1-12-29)$$

即
$$R' = \sqrt{\left[C + G - E + \left(1 + \frac{r}{A} \right) \sqrt{A^2 - (F + K - r - H_x + H_x)^2} \right]^2 + (0.5M)^2} \quad (1-12-30)$$

式 (1-12-28) 中夹角 δ ($^\circ$) 随伪挖掘半径的变化而变化, 即:

$$\delta = \arctg \frac{0.5M}{R} \quad (1-12-31)$$

或
$$\delta = \arctg \frac{0.5M}{C + G - E + \left(1 + \frac{r}{A} \right) \sqrt{A^2 - (F + K - r - H_x + H_x)^2}} \quad (1-12-32)$$

式中 M ——两桩柱中心距, m;

其它符号同前。

生产和设计中常用以下几种挖掘半径:

(1) 砂矿表面挖掘半径 (m)

$$R'_s = \sqrt{\left[C + G - E + \left(1 + \frac{r}{A} \right) \sqrt{A^2 - (F + K - r - H_s)^2} \right]^2 + (0.5M)^2} \quad (1-12-33)$$

(2) 水面挖掘半径 (m)

$$R'_m = \sqrt{\left[C + G - E + \left(1 + \frac{r}{A} \right) \sqrt{A^2 - (F + K - r)^2} \right]^2 + (0.5M)^2} \quad (1-12-34)$$

(3) 船底挖掘半径 (m)

$$R'_c = \sqrt{\left[C + G - E + \left(1 + \frac{r}{A} \right) \sqrt{A^2 - (F + K - r + \phi)^2} \right]^2 + (0.5M)^2} \quad (1-12-35)$$

(4) 安全水位挖掘半径 (m)

$$R'_a = \sqrt{\left[C + G - E + \left(1 + \frac{r}{A} \right) \sqrt{A^2 - (F + K - r + H_s)^2} \right]^2 + (0.5M)^2} \quad (1-12-36)$$

(5) 平均挖掘半径 (m)

$$R'_p = \sqrt{\left[C + G - E + \left(1 + \frac{r}{A} \right) \sqrt{A^2 - (F + K - r + H_s + 0.5H_s)^2} \right]^2 + (0.5M)^2} \quad (1-12-37)$$

式中符号同前。

结合国内采掘船的具体结构参数, 对伪挖掘半径和挖掘半径进行计算。结果表明, δ 角的变化范围在 $1.7^\circ \sim 3.1^\circ$ 之间, 由此而引起的伪挖掘半径的误差仅为 $0.04 \sim 0.14\%$, 因此设计中, 两种公式均可利用。

2. 锚绳式采掘船挖掘半径

锚绳式采掘船挖掘半径分为内外两种。外挖掘半径是指以锚绳绳窝为中心的挖掘半径; 内挖掘半径是指以上滚筒为中心的挖掘半径。由于外挖掘半径计算比较复杂, 为了设计和生产中使用方便, 只给出近似公式:

$$R_y = L_s - N \quad (1-12-38)$$

$$R_n = \left(1 + \frac{r}{A}\right) \sqrt{A^2 - (F + K - r - H_s + H_s)^2} \quad (1-12-39)$$

式中 R_y ——外挖掘半径, m;
 L_s ——艏到艏绳窝中心水平距, m;
 N ——艏到艏绳滑轮中心水平距, m;
 R_n ——内挖掘半径, m;
 其它符号同前。

12.4.3.2 移步距

1. 桩柱式采掘船移步距

桩柱式采掘船移步距分为整步距和半步距, 但半步距很少应用。通常, 移步距均指整步距。移步距的确定应考虑以下因素:

(1) 采掘船极限挖深时着底斗数是确定移步距的主要依据。极限挖深时的移步距为:

$$a = (3 \sim 5)y \quad (1-12-40)$$

式中 a ——移步距, m;
 y ——斗节距, m。

(2) 移步距之间的间柱(步间矿柱, 图1-12-29)和两帮的矿量损失。

(3) 按斗链着底距和斗节距确定移步距 (m):

$$a = L_d - (1 \sim 5)y \quad (1-12-41)$$

式中 L_d ——图解法测得斗链着底距, m;

其它符号同前。

(4) 按回采条件确定移步距 (m):

$$a = \frac{qn\eta}{60V_k\rho h} \quad (1-12-42)$$

式中 q ——斗容, m³;
 n ——每分钟卸斗数, 个;
 η ——满斗系数;
 V_k ——横移速度, m/s;
 ρ ——矿砂松散系数;
 h ——斗架下放值, m。

当满斗系数 $\eta = 1.08$ 时:

$$a = 0.018 \frac{qn}{V_k\rho h} \quad (1-12-43)$$

(5) 根据生产实践经验, 移步距一般不小于下滚筒挖掘半径的1.8倍, 对浅成砂矿床不得大于2.8倍。

$$a = (1.8 \sim 2.8)r \quad (1-12-44)$$

不同类型桩柱式采掘船的移步距见表1-12-16。

2. 艏绳式采掘船移步距

艏绳式采掘船移步距的确定原则与桩柱式采掘船相同, 但移步距通常比桩柱式小 (见

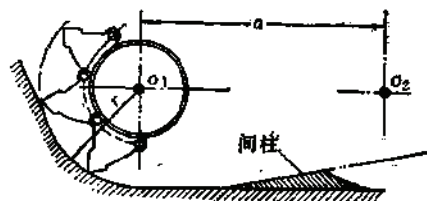


图 1-12-29 移步之间矿柱

桩柱式采掘船移步距

表 1-12-16

国名	型 号	斗 容 (L)	水下最大挖深 (m)	允许移步距 (m)		设计取值 (m)
				船结构允许的最大值	回采中常用值	
中 国	华南金矿局	50	6.6	3.0	1.5~3.33	2.0
	黑河金矿局	100	7.5	5.5	1.5~3.33	2.5
	150-I	150	9.6	7.0	2.2~4.3	3.0
	150-III(晋)	150	12	7.0	2.2~4.3	3.0
	长春院	200	15	8.5	2.8~4.5	3.2
	长春院	250	12	8.5	3.0~4.8	3.5
	长春院	300A	16	8.5	3.4~5.3	4.0
	300B	300B	21	9.5	3.4~5.3	
苏 联	H3TM	150	9.3	5	2.8~4.2	3.0
	H3TM	210	11.0	6	2.3~4.6	3.0
	H3TM	250	12.0	6.5	3.0~4.8	3.5
	H3TM	380	15.0	7.0	3.8~5.8	4.5
	OM-431	380	30.0	8.5	3.8~5.8	4.5
	H3TM	600	50	10	4.4~6.9	5.5

表1-12-17)。我国引进荷兰船绳式300L船移步距规定为2m。

船绳式采掘船移步距

表 1-12-17

矿 砂 级 别	硬 度	移 步 距 (m)
I	极 软	1.8~2.0
II	软	1.5~1.8
III	较 软	1.0~1.5
IV	较 硬	0.5~1.0
V~VI	硬	0.3~0.5

12.4.3.3 工作平台宽度

船绳式采掘船的工作平台是两个同心圆形成的圆环部分，其宽度恒等于移步距。

桩柱式采掘船的工作平台是两个具有相同半径的非同心圆所形成，其宽度随回转角而变（图1-12-30）。

1. 伪工作平台宽度

$$b = R + a \cos(\beta_1 \pm \theta) - \sqrt{R^2 - a^2 \sin^2(\beta_1 \pm \theta)} \quad (1-12-45)$$

式中 b ——伪工作平台宽度，m；

$\beta_1 \pm \theta$ ——采掘船调转半角，(°)；工作桩侧“-”，非工作桩侧“+”；

其它符号同前。

2. 工作平台宽度 b' (m)：

$$b' = R' + a \cos(\beta_1 \pm \theta) - \sqrt{R'^2 - a^2 \sin^2(\beta_1 \pm \theta)} \quad (1-12-46)$$

式中符号同前。

12.4.3.4 斗架下放值

斗架分层下放值 h (刨片厚度) 可按式确定 (m)：

$$h = \frac{q n \eta}{60 V_k \rho_a} \quad (1-12-47)$$

当正面满斗系数取1.08时为:

$$h = 0.018 \frac{q n}{V_k \rho_a} \quad (1-12-48)$$

式中符号同前。

苏联曾提出耗电量最小, 满斗系数最高, 矿砂损失最小的经验公式 (m) :

$$h = 0.1 \frac{\sqrt{41q}}{\omega \rho} \quad (1-12-49)$$

式中符号同前。

由于式 (1-12-49) 比式 (1-12-48) 简单, 且误差很小, 所以在设计和生产中被广泛使用。

采掘船挖掘不同土岩的斗架下放值可参见表1-12-18。

不同土岩斗架下放值

表 1-12-18

土 岩 类 别	易 挖 性	斗架下放值 (m)
I~II	易 挖	0.3~0.5
III~IV	一 般	0.3~0.2
V~VI	难 挖	0.2~0.1

12.4.3.5 采场角隅齿高

从图1-12-31可知, 采场角隅齿高与移步距和采掘船回转角有关。

$$h_0 = a \sin(\beta_1 \pm \delta) \cos(\beta_1 \pm \delta) \quad (1-12-50)$$

$$\xi = \sin(\beta_1 \pm \delta) \cos(\beta_1 \pm \delta) \quad (1-12-51)$$

$$h_0 = \xi \cdot a \quad (1-12-52)$$

式中 h_0 ——采场角隅齿高, m;

ξ ——采场角隅齿高系数;

其它符号同前。

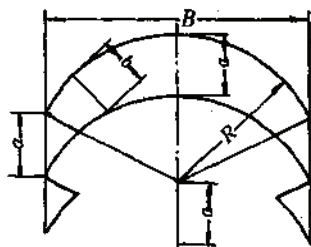


图 1-12-30 桩柱式采掘船工作平台宽度变化示意图

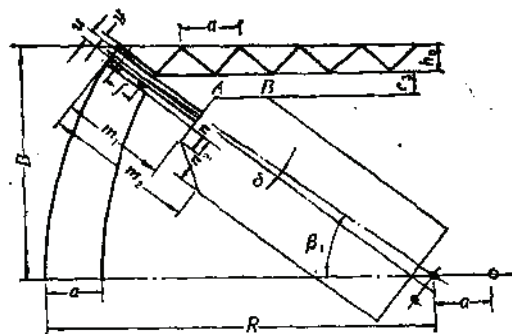


图 1-12-31 采掘船在角隅位置

12.4.3.6 采场宽度 (采幅)

1. 桩柱式采掘船采场宽度

1) 最小工作宽度 (图1-12-31)

(1) 船斜面到采场角隅齿底距 (m)

$$S = e_3 + h_1 \quad (1-12-53)$$

$$\text{或} \quad S = e_3 + a \sin(\beta_1 \pm \delta) \cos(\beta_1 \pm \delta) \quad (1-12-54)$$

式中 e_3 ——船底水平上, 船斜面到采场角隅之安全距离, 此值与采掘船类型、干帮高度、土岩物理机械性质有关, 一般可按表1-12-19选取, 如果计算水面或地表面水平的最小工作宽度时还应加自然安息角引起的 Δe_3 值。

其它符号同前。

e₃ 值

表 1-12-19

土岩级别	I	II	III	IV	V	VI
e ₃ (m)	4	4 ~ 3	3 ~ 2	2 ~ 1	1 ~ 0.5	0.5

注: 干帮高时取上限, 反之取下限。

(2) 最小工作回转半角

图1-12-31中, 对于A点:

$$m_1 \sin(\beta_1 + \delta) = n_1 \cos(\beta_1 + \delta) + S \quad (1-12-55)$$

对于B点:

$$m_2 \sin(\beta_1 + \delta) = n_2 \cos(\beta_1 + \delta) + S \quad (1-12-56)$$

式 (1-12-55) 和 (1-12-56) 的简化式为:

$$m \sin(\beta_1 + \delta) = n \cos(\beta_1 + \delta) + S \quad (1-12-57)$$

$$\text{式中 } m_1 \text{——} R_d - (C + G) \quad (1-12-58)$$

$$m_2 \text{——} R_d - (C + G - W) \quad (1-12-59)$$

$$n_1 \text{——} 0.5(p - u - 2y) \quad (1-12-60)$$

$$n_2 \text{——} 0.5(D - u - 2y) \quad (1-12-61)$$

W ——船斜面长, m;

P ——船宽, m;

y ——斗外缘到下滚筒轴承端盖之距, m;

u ——斗外宽, m;

其它符号同前。

把式 (1-12-54) 代入式 (1-12-57), 并令 $x = \cos(\beta_1 + \delta)$, 则得:

$$a^2 x^4 - 2amx^3 - (a^2 - m^2 - n^2)x^2 + 2(am + e_3 n)x + e_3^2 - m^2 = 0 \quad (1-12-62)$$

由于微型机已被广泛地应用于设计和生产中, 所以, 易从式 (1-12-62) 中解出 x 值, 从而求得:

$$\beta_1 \pm \delta = \arccos x \quad (1-12-63)$$

即

$$\beta_1 = \arccos x \mp \delta \quad (1-12-64)$$

式中 $\mp$ ——船在工作桩侧取“+”，反之取“-”，
其他符号同前。

对应于 m , n 的两组数据，分别求得两个 β_1 值，其中大者为所求最小回转半角 ($^\circ$)。

为了在不具备计算条件下应用方便，对最小回转半角给出如下近似公式：

$$\beta_1 \pm \delta = \arccos \frac{m \sqrt{m^2 + n^2 - s^2} - ns}{m^2 + n^2} \quad (1-12-65)$$

$$\text{即} \quad \beta_1 = \arccos \frac{m \sqrt{m^2 + n^2 - s^2} - ns}{m^2 + n^2} \mp \delta \quad (1-12-66)$$

式中 s 值，在计算齿高系数时按表1-12-20选取。

采场角隅齿高系数表

表 1-12-20

国 家	船 型 (L)	精 切 角 ($^\circ$)	齿 高 系 数	设 计 单 位
中 国	300A	24.84	0.381	长春黄金设计院
	300B	30.26	0.435	长春黄金设计院
	250	30.33	0.436	长春黄金设计院
	150 II	25.20	0.385	桦南黄金局
	150 I	25.20	0.385	桦南黄金局
	150 I	24.44	0.414	黑河设计院
	100	29.79	0.431	黑河设计院
	50	26.37	0.398	黑河设计院
苏 联	150	29.20	0.49	ИЗТМ
	210		0.47	ИЗТМ
	260	27.05	0.40	ИЗТМ
	380		0.42	ИЗТМ
	330	27.77	0.39	ИЗТМ
	600	24.64	0.38	ИЗТМ

(3) 最小工作宽度 (m) :

$$B_{gmin} = R' \sin(\beta_1 + \delta) + R' \sin(\beta_1 - \delta) \quad (1-12-67)$$

即

$$B_{gmin} = 2R \sin \beta_1 \quad (1-12-68)$$

式中符号同前。

2) 最小调转宽度 (m) (见图1-12-32)

$$B_{Zmin} = R + l + e_s - (a_{max} + G) \quad (1-12-69)$$

式中 l ——尾砂溜槽水平投影长, m;

$$l = l_s \cos \theta \quad (1-12-70)$$

a_{max} ——采掘船结构允许的最大移步距, 其值按表1-12-16选取, m;

l_s ——尾砂溜槽长度, m;

θ ——尾砂溜槽倾角, ($^\circ$), 一般取 $3^\circ \sim 7^\circ$;

其它符号同前。

以上计算的两种采场宽度, 在设计和生产中取大值 (一般取最小调转宽度), 但在矿体特别窄时, 可采用最小工作宽度, 以利于减少矿床开拓工程量, 降低矿砂贫化率。

3) 最大宽度

柱式采掘船最大宽度的确定, 应考虑如下两个因素, 其一是要保证横移绞车在允许超载范围之内; 其二是与最优采场宽度相比, 生产能力不得下降10~15%。

(1) 旋转半径

伪旋转半径 r_b (m) (见图1-12-33)

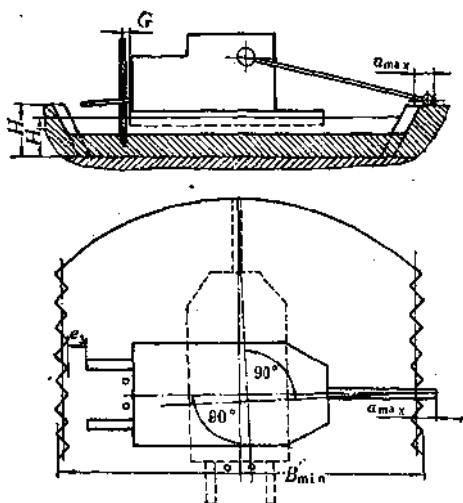


图 1-12-32 回转90°时采掘船位置

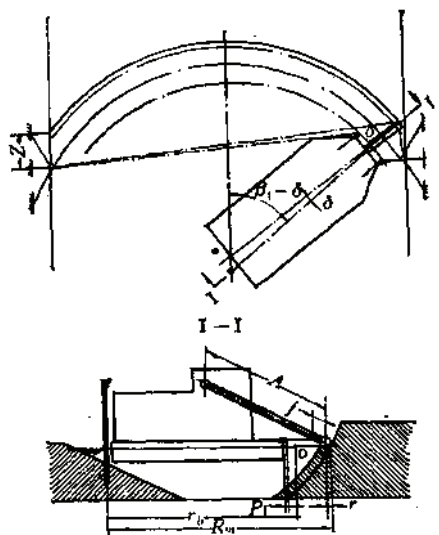


图 1-12-33 采掘船最大转角时位置

$$r_b = \frac{A[(R_m - r) + (C + G + P_1)] - f[(R_m - r) - (C + G - E)]}{2A} \quad (1-12-71)$$

式中 P_1 ——船艏到艏滑轮出绳点距离, m;

其值有两种计算方法 (图1-12-34):

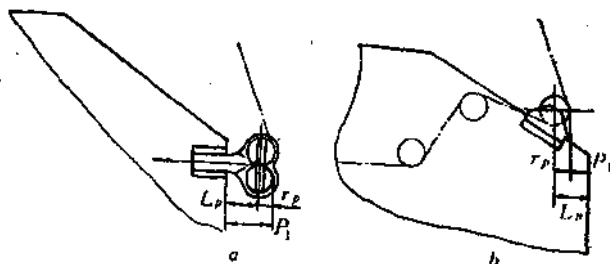


图 1-13-34 船横移绳导向滑轮布置形式

a—现代采掘船; b—老式采掘船

现代采掘船

$$P_1 = L_p + r_p$$

(1-12-72)

老式采掘船

$$P_1 = r_p - L_p \quad (1-12-73)$$

式中 L_p ——舢舨到滑轮中心之距, m; r_p ——舢舨滑轮半径, m;

其它符号同前。

旋转半径 r'_b (m)

$$r'_b = \sqrt{r_b^2 + (0.5M)^2} \quad (1-12-74)$$

或

$$r'_b = \frac{r_b}{\cos \delta} \quad (1-12-75)$$

式中符号同前。

(2) 最大回转角 $\beta_{\max}$ (m)

$$\cos \beta_{\max} = \frac{R_m - r_b}{Z_{\max}} \quad (1-12-76)$$

即

$$\beta_{\max} = \arccos \frac{R_m - r_b}{Z_{\max}} \quad (1-12-77)$$

式中 $Z_{\max}$ ——采场角隅到岸上滑轮之距, m;

其值一般是根据船结构尺寸和生产能力下降情况, 在计算基础上, 用图解法确定, 一般采掘船均已给出 (表1-12-21);

Z 值表

表 1-12-21

国 家	船型号或地点	斗 容 (L)	水下挖深 (m)	Z 值 (m)	
				波动范围	设计取值
中 国	桦 南	50	6.8	5 ~ 9	8
	黑 河	100	7.5	4 ~ 9	8
	黑 河	150 I	9.6	7 ~ 14	13
	桦 南	150 II	12	8 ~ 15	14
	长春院	200	15	10 ~ 20	18
	浑 春	250	12	8 ~ 15	13
	长春院A型	300	16	11 ~ 20	18
	长春院B型	300	21	13 ~ 25	23
	桦 南	150 III	12	9 ~ 17	16
苏 联	ИЗТМ	150	9.3	7 ~ 15	12
	ИЗТМ	210	11	9 ~ 20	17
	ИЗТМ	250	12	12 ~ 23	20
	ММЗ	380	12	12 ~ 23	20
	ОМ-431	380	30	15 ~ 28	26

其它符号同前。

(3) 最大宽度 (m):

$$B_{\max} = R' \sin(\beta_{\max} + \delta) + R' \sin(\beta_{\max} - \delta) \quad (1-12-78)$$

即

$$B_{\max} = 2R' \sin \beta_{\max} \quad (1-12-79)$$

其它符号同前。

(4) 横移绞车用直流电机时的回转半角

当采掘船横移绞车采用直流电机时, 由于横移速度随挖掘阻力的变化而变化, 所以在一定回转角范围内, 采掘船将不因工作平台宽度变窄而生产能力下降。此时回转半角可用下式确定:

$$\beta'_1 = \arccos \frac{2R'v_{\min}v_{\max} - av_{\min}^2 - av_{\max}^2}{2v_{\max}(R'v_{\max} - av_{\min})} \quad (1-12-80)$$

式中 β_1 ——保证生产能力不变的最大回转半角, ($^\circ$);

$v_{\max}$ ——最大横移工作速度, m/s;

$v_{\min}$ ——最小横移工作速度, m/s;

其它符号同前。

4) 最优宽度

(1) 最优回转角

最优回转半角可直接从下列两式解出:

$$\beta_1 - \operatorname{tg} \beta_1 + \frac{1800v_p(t_1h + t_0H_p)}{R_pH_p} = 0 \quad (1-12-81)$$

$$\text{或} \quad \beta_1 - \operatorname{tg} \beta_1 + \frac{30v_p \gamma n(t_1h - t_0H_p)}{v_s R_p H_p} = 0 \quad (1-12-82)$$

在不具备计算条件下, 可用如下简化公式:

$$\beta_1 = 961.81 \sqrt[3]{\frac{v_p(t_1h + H_p t_0)}{R_p H_p}} \quad (1-12-83)$$

$$\text{或} \quad \beta_1 = 245.68 \sqrt[3]{\frac{v_p \gamma n(t_1h + H_p t_0)}{v_s R_p H_p}} \quad (1-12-84)$$

式中 v_p ——平均横移速度, m/s;

v_s ——斗链线速度, m/s;

H_p ——平均总挖掘深度, m;

t_0 ——采场角隅停船时间, h, 一般取0.0003~0.0009h,

其它符号同前。

一般情况下, 在船上工作半年以上的操纵工, 采场角隅处可做到不停船, 即使停船也只有1~2秒钟, 所以在设计和生产中按 $t_0 = 0$ 来考虑是合理的, 从而式(1-12-81)、(1-12-82)、(1-12-83)、(1-12-84)可简化为:

$$\beta_1 - \operatorname{tg} \beta_1 + \frac{1800v_p t_1 h}{R_p H_p} = 0 \quad (1-12-85)$$

$$\beta_1 - \operatorname{tg} \beta_1 + \frac{30v_p \gamma n t_1 h}{v_s R_p H_p} = 0 \quad (1-12-86)$$

$$\beta_1 = 961.8 \sqrt[3]{\frac{v_p t_1 h}{R_p H_p}} \quad (1-12-87)$$

$$\beta_1 = 245.68 \sqrt[3]{\frac{v_p \gamma n t_1 h}{v_s R_p H_p}} \quad (1-12-88)$$

在最优回转半角计算中, 有两点值得注意:

由式 (1-12-81、1-12-85) 或 (1-12-82、1-12-86) 解出的 β_1 , 其单位为弧度;

式 (1-12-83、1-12-87) 或 (1-12-84、1-12-88), 仅适用于回转半角在 $20^\circ \sim 35^\circ$ 情况下, 如果超出此范围, 则公式中的系数要作相应调整。

(2) 最优宽度 (m);

$$B_u = R' \sin(\beta_1 + \delta) + R' \sin(\beta_1 - \delta) \quad (1-12-89)$$

即

$$B_u = 2R \sin \beta_1 \quad (1-12-90)$$

式中符号同前。

2. 船绳式采掘船采场宽度

1) 最小工作宽度 (m)

当所采矿段被水淹没, 且水深等于或超过采掘船安全水位时, 对船绳式船不存在最小工作宽度问题, 此时按矿体宽度进行回采。相反则按下式计算确定:

$$B_{\min} = (R_n - E + C + T \cos \phi - d + e_2) \sin \alpha + e_0 \quad (1-12-91)$$

式中 α ——船切角, ($^\circ$); 其值由下式确定

$$\alpha = \arctg V/W \quad (1-12-92)$$

V ——船斜面沿船宽方向长, m;

e_0 ——采场角隅齿高处到排尾口中心之安全距离, 一般取 $4 \sim 10$ m;

其它符号同前。

最小工作宽度的计算还有如下经验计算公式, 但在应用时有必要验证一下废石堆是否触舰。

$$B_{\min} = 2.5D \quad (1-12-93)$$

式中符号同前。

2) 最大宽度与最优宽度 (m);

经验公式:

$$B_{\max} = \frac{L_s}{2 \sim 3} \quad (1-12-94)$$

设计和生产中常用:

$$B_{\max} = \frac{L_s}{2.2 \sim 2.5} \quad (1-12-95)$$

式中符号同前。

上述公式只适合于矿体表面水深达到采掘船安全水位的砂矿床。否则应结合地貌条件和矿体赋存条件等方面, 在技术经济比较的基础上确定最大或最优采场宽度。典型船绳式采掘船回采时主要采场构成要素详见图1-12-35。

3) 正常平行和斜向横移法回采时采场宽度 (m)

$$B = 2R_s \sin \alpha_1 + 2(R_n - E - N) \sin \beta_4 \quad (1-12-96)$$

式中 α_1 ——船绳与采场中心线夹角, ($^\circ$);

β_4 ——采场角隅处纵轴线与采场中心线夹角, 一般 $\beta_4 \leq 30^\circ \sim 40^\circ$, 当平行横移法时 $\beta_4 = 0$;

其它符号同前。

国内不同类型链斗桩柱式采掘船设计采场宽度见表1-12-22。

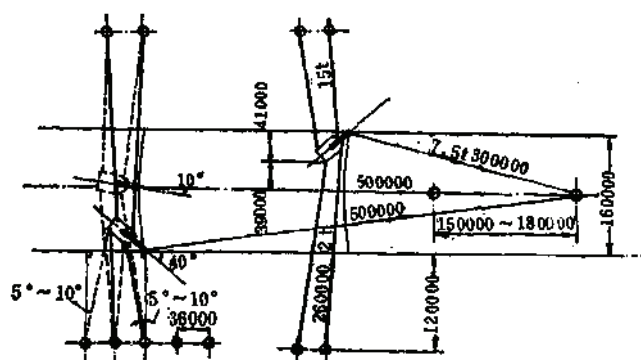


图 1-12-35 荷兰300L绳式采掘船工作参数

国内链斗柱柱式采掘船采幅表

表 1-12-22

船 型 (L)	最大回转角 (°)	最大采幅 (m)	最小回转角 (°)	最小采幅 (m)	最优回转角 (°)	最优采幅 (m)	备 注
桦南50	115.5328	50.22	64.1422	31.52	43.2127	21.86	1.取采掘船设计挖 深; 2.移步距取采掘船 设计推荐值; 3.以水面为基准
黑河100	123.8192	62.00	75.0582	43.80	58.0707	34.11	
150-I	119.3734	80.40	53.7424	42.10	50.6204	39.82	
150-II	113.3132	80.40	47.7468	38.95	47.0957	38.45	
150-III	111.5546	88.00	41.0284	37.30	45.4830	41.14	
200-A	113.3582	94.60	41.8343	40.42	46.3597	44.56	
齊春250	110.1954	91.60	58.9305	54.94	40.6986	38.64	
300-A	115.3044	105.20	45.1852	47.84	39.1544	41.73	
300-B	109.4156	116.80	43.2413	52.73	39.3911	48.22	

12.4.4 排 尾

12.4.4.1 排尾类型

采掘船排尾有常规法、反常规法和混合法等三种(图1-12-36)。我国绝大部分船采用常规法,反常规法只在近几年才出现,且应用不广;混合法已作设计,但还没有应用。

12.4.4.2 柱柱式采掘船常规法排尾参数

1. 废石堆堆积半径

废石堆堆积半径即废石抛掷距离(见图1-12-38, 1-12-37)。

1) 砾石堆积半径(m)

$$R_s = \sqrt{(T \cos \varphi + e_2 - G - d)^2 + (0.5M)^2} \quad (1-12-97)$$

式中 φ ——皮带机正常工作倾角, (°);

其它符号同前。

2) 尾砂堆积半径(m)

$$R_{w1} = \sqrt{(I_w \cos \theta + e_1 - G)^2 + 0.25(D_w - M)^2} \quad (1-12-98)$$

$$R_{w2} = \sqrt{(I_w \cos \theta + e_1 - G)^2 + 0.25(D_w + M)^2} \quad (1-12-99)$$

式中 R_{w1}, R_{w2} ——分别为工作桩侧和非工作桩侧的尾砂堆积半径, m;

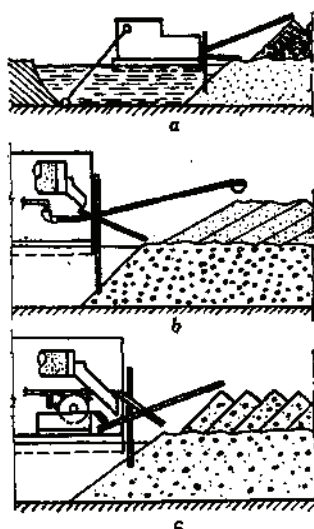


图 1-12-36 排尾类型

a—常规法, b—反常规法, c—混合法

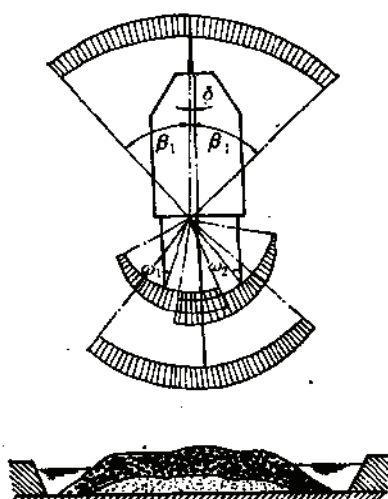


图 1-12-37 常规法废石堆形成规律

 D_w ——尾砂溜槽中心线之距, m; e_1 ——尾砂溜槽末端尾砂抛掷距离, m, 一般 $e_1 = 0.3 \sim 0.5$ m;

其它符号同前。

2. 废石堆积宽度

1) 砾石堆积宽度 (m)

$$B_s = 2R_s \sin \beta_1 \cos \delta \quad (1-12-100)$$

式中符号同前。

2) 尾砂堆积宽度 (m)

当 $w_1 + (\beta_1 + \delta) < 90^\circ$ 和 $w_2 + (\beta_1 - \delta) < 90^\circ$ 时,

$$B_w = R_{w1} \sin(\beta_1 + \delta + w_1) + R_{w2} \sin(\beta_1 - \delta + w_2) \quad (1-12-101)$$

当 $w_1 + (\beta_1 + \delta) < 90^\circ$ 和 $w_2 + (\beta_1 - \delta) \geq 90^\circ$ 时,

$$B_w = R_{w1} \sin(\beta_1 + \delta + w_1) + R_{w2} \quad (1-12-102)$$

当 $w_1 + (\beta_1 + \delta) \geq 90^\circ$ 时,

$$B_w = R_{w1} + R_{w2} \quad (1-12-103)$$

当 $w_1 + w_2 < 2\beta_1$ 时, 尾砂堆重叠。重叠处尾砂堆积较高, 其重叠长度 L_c (m) 由下式

确定:

$$L_c = R_{w1} \sin[(\beta_1 - \delta) - w_1] + R_{w2} \sin[(\beta_1 + \delta) - w_2] \quad (1-12-104)$$

当 $w_1 + w_2 = 2\beta_1$ 时, 尾砂堆连续且不重叠。当 $w_1 + w_2 > 2\beta_1$ 时, 尾砂堆间断, 其间隔长度 L_s (m) 为:

$$L_s = R_{w2} \sin[w_2 - (\beta_1 + \delta)] - R_{w1} \sin[(\beta_1 - \delta) - w_1] \quad (1-12-105)$$

$$w_1 = \arctg \frac{0.5(D_w - M)}{l_w \cos \theta + e_1 - G} \quad (1-12-106)$$

$$w_2 = \arctg \frac{0.5(D_W + M)}{l_W \cos \theta + e_7 - G} \quad (1-12-107)$$

式中 w_1 ——工作桩侧，尾砂溜槽末端同工作桩中心的连线与船的纵向夹角，(°)；

w_2 ——非工作桩侧，尾砂溜槽末端同工作桩中心的连线与船的纵向夹角，(°)；

L_C ——尾砂堆重叠长度，m；

L_g ——尾砂堆中间间隔距离，m；

其它符号同前。

一般采掘船废石集中系数为 $K_2 = 1.6 \sim 2.2$ 。

3. 废石堆堆积高度

从回采角度考虑，废石堆大体可分为不压矿，单侧压矿和双侧压矿三种情况（图1-12-38）。在挖深小于6~8m时，废石堆一般不压矿；挖深6~15m，并采用斜工作面开采时，单侧压矿；挖深15~20m时，出现双侧压矿。较准确地判断废石堆形成规律，对减少矿砂损失，降低贫化，以及选择合理的回采方法都有重要意义。因废石堆堆积高度的近似公式如下述。

1) 不压矿时废石堆高度（图1-12-38a）

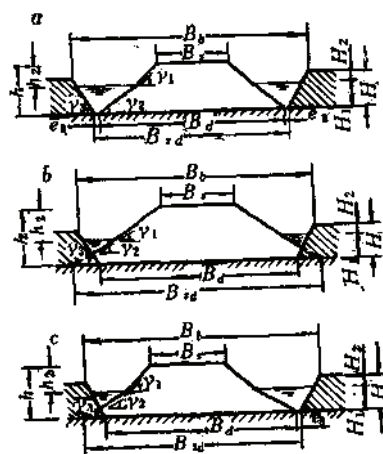


图 1-12-38 桩柱式采掘船废石堆积形成

a—不压矿，b—双侧压矿，c—单侧压矿

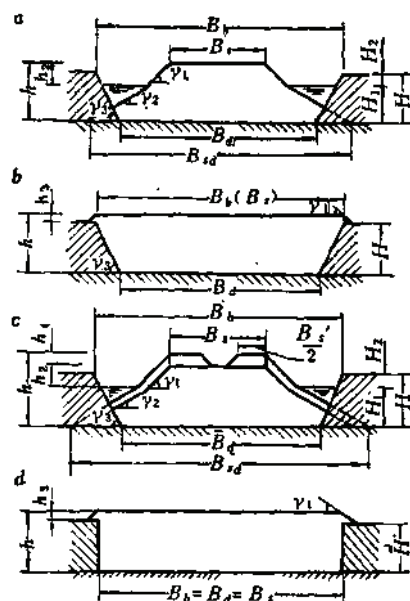


图 1-12-39 钢丝绳式采掘船废石堆积形成

(1) 当 $h_2 > 0$ 时

$$h_2 = [-b + \sqrt{b^2 - 4dc}] / 2d \quad (1-12-108)$$

$$d = \text{ctg} \gamma_1 \quad (1-12-109)$$

$$b = B_5 + 2H_1 \text{ctg} \gamma_1 \quad (1-12-110)$$

$$c = H_1(B_5 + H_1 \text{ctg} \gamma_2) - \rho H K_0 (1 - \mu) (R_d + R_b - a \cos \beta_1) \sin \beta_1 \quad (1-12-111)$$

$$h_{2\max} = h_2 + \frac{1}{4} a \operatorname{tg} \gamma_1 \quad (1-12-112)$$

$$h = h_{2\max} + H_1 \quad (1-12-113)$$

式中 h ——废石堆总高度, m;

h_2 ——水上废石堆高度, m;

R_d, R_b ——分别为砂矿底板和表面伪挖掘半径, m;

a ——移步距, m, 设计中采用最大值;

γ_1, γ_2 ——分别为水上和水下砾石自然安息角, ($^\circ$), 见表1-12-23;

μ ——泥砂流失系数, 一般 $\mu = 0.01 \sim 0.08$;

ρ ——矿段平均松散系数:

$$\rho = \frac{\sum_{i=1}^n \rho_i \tau_i}{\sum_{i=1}^n \tau_i} \quad (1-12-114)$$

ρ_i ——不同土岩松散系数 (表1-12-23);

土岩松散系数和安息角

表 1-12-23

土 岩 性 质	自然安息角 ($^\circ$)		松 散 系 数	
	水 上	水 下	水 上	水 下
腐植土	36~42	18~25	1.2~1.3	1.05~1.10
亚砂土	32~38	25~32	1.1~1.2	1.08~1.15
粘土 (或亚粘土)	30~45	25~35	1.24~1.35	1.15~1.25
细 砂	28~31	20~26	1.10~1.20	1.01~1.08
粗 砂	28~33	21~27		
含砾砂	20~25	19~24	1.10~1.25	1.02~1.15
砂砾石	33~37	31~36	1.10~1.25	1.02~1.15
砾 石	36~42	34~40	1.25~1.30	1.20~1.25
基 石			1.35~1.60	1.30~1.55

τ_i ——不同土岩所占比例;

K_0 ——实挖系数:

$$K_0 = 1 + [2H \operatorname{tg} \gamma_4 - (B_b - B_d)] / (B_b + B_d) \quad (1-12-115)$$

γ_4 ——采掘船开采实际边坡角, ($^\circ$), 一般 $\gamma_4 = 44^\circ \sim 64^\circ$, 设计常取 55° ;

B_d ——底板挖掘宽度, m;

其它符号同前。

(2) 当 $h_2 \leq 0$ 时

$$h = [-b + \sqrt{b^2 + 4dc}] / 2d \quad (1-12-116)$$

$$d = \operatorname{ctg} \gamma_2 \quad (1-12-117)$$

$$b = B_s \quad (1-12-118)$$

$$c = (R_d + R_b - a \cos \beta_1) \rho H K_0 \sin \beta_1 (1 - \mu) \quad (1-12-119)$$

$$h_{\max} = h + \frac{1}{4} a \operatorname{tg} \gamma_2 \quad (1-12-120)$$

式中符号同前, h 、 d 、 b 、 c 、 $h_{\max}$ 单位均为 m。

2) 双侧压矿时废石堆堆积高度 (图1-12-38b)

(1) 当 $h_2 > 0$ 时

$$h_2 = [-b + \sqrt{b^2 - 4dc}] / 2d \quad (1-12-121)$$

$$d = \operatorname{ctg} \gamma_1 - \operatorname{ctg}^2 \gamma_1 / [\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3] \quad (1-12-122)$$

$$b = (B_s + 2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_1) - \frac{\operatorname{ctg} \gamma_1 (B_s + 2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2 - 2R_d \sin \beta_1 + a \sin \beta_1 \cos \beta_1)^2}{\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3} \quad (1-12-123)$$

$$c = H_1 (B_s + H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2) - \frac{(B_s + 2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2 - 2R_d \sin \beta_1 + a \sin \beta_1 \cos \beta_1)^2}{4(\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3)} - (R_d + R_b - a \cos \beta_1) \rho H K_0 \sin \beta_1 (1 - \mu) \quad (1-12-124)$$

$$h_{2\max} = h_2 + \frac{1}{4} a \operatorname{ctg} \gamma_1 \quad (1-12-125)$$

$$h = h_{2\max} + H_1 \quad (1-12-126)$$

式中 γ_3 ——采场理论边坡角, ($^\circ$);

$$\gamma_3 = \arctg[(R_b - R_d) \sin \beta_1 / H] \quad (1-12-127)$$

其它符号同前。

(2) 当 $h_2 \leq 0$ 时

$$h = [-b + \sqrt{b^2 + 4dc}] / 2d \quad (1-12-128)$$

$$d = 1 / [\operatorname{tg} \gamma_2 + \operatorname{tg} \gamma_3] \quad (1-12-129)$$

$$b = B_s - [\operatorname{ctg} \gamma_2 (B_s - 2R_d \sin \beta_1 + a \sin \beta_1 \cos \beta_1) / (\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3)] \quad (1-12-130)$$

$$c = \frac{(B_s - 2R_d \sin \beta_1 + a \sin \beta_1 \cos \beta_1)^2}{4(\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3)} + \rho H K_0 (1 - \mu) \sin \beta_1 (R_d + R_b - a \cos \beta_1) \quad (1-12-131)$$

$$h_{\max} = h + \frac{1}{4} a \operatorname{ctg} \gamma_2 \quad (1-12-132)$$

式中符号同前。

3) 单侧压矿时废石堆堆积高度 (图1-12-38c)

(1) 当 $h_2 > 0$ 时

$$h_2 = [-b + \sqrt{b^2 - 4dc}] / 2d \quad (1-12-133)$$

$$d = \operatorname{ctg} \gamma_1 - 2\operatorname{ctg}^2 \gamma_1 / [\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3] \quad (1-12-134)$$

$$b = (B_s + 2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_1)$$

$$c = \frac{2\operatorname{ctg} \gamma_1 (B_s + 2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2 - R_d (\sin \beta_2 + \sin \beta_3) + \frac{a}{4} (\sin 2\beta_2 + \sin 2\beta_3) + e_s)}{\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3} \quad (1-12-135)$$

$$c = H_1 (B_s + H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2) -$$

$$\frac{[B_s + 2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2 - R'_d (\sin \beta_2 + \sin \beta_3) + \frac{a}{4} (\sin 2\beta_2 + \sin 2\beta_3) + e_s]^2}{2(\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3)}$$

$$\frac{H}{4} \rho K_0 (1 - \mu) [2(R'_d + R'_s) (\sin \beta_2 + \sin \beta_3) - a (\sin 2\beta_2 + \sin 2\beta_3)] \quad (1-12-136)$$

$$h_{2\max} = h_2 + \frac{1}{4} a \operatorname{tg} \gamma_1 \quad (1-12-137)$$

式中 β_2, β_3 ——以船中心线为基准的不同方向回转角, ($^\circ$);

e_s ——底板水平废石堆边缘到采场边帮的安全距离, 一般 $e_s = 0.2 \sim 0.5 \text{ m}$;

其它符号同前。

(2) 当 $h_2 \leq 0$ 时

$$h_2 = [-b + \sqrt{b^2 + 4dc}] / 2d \quad (1-12-138)$$

$$d = [\operatorname{ctg} \gamma_3 - \operatorname{ctg} \gamma_2] / [1 + \operatorname{ctg} \gamma_2 \operatorname{ctg} \gamma_3] \quad (1-12-139)$$

$$b = B_s - \frac{2 \operatorname{ctg} \gamma_2 [B_s - R'_d (\sin \beta_2 + \sin \beta_3) + \frac{a}{4} (\sin 2\beta_2 + \sin 2\beta_3) + e_s]}{\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3} \quad (1-12-140)$$

$$c = \frac{[B_s - R'_d (\sin \beta_2 + \sin \beta_3) + \frac{a}{4} (\sin 2\beta_2 + \sin 2\beta_3) + e_s]^2}{2(\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3)} +$$

$$+ \frac{H}{4} \rho K_0 (1 - \mu) [2(R'_d + R'_s) (\sin \beta_2 + \sin \beta_3) - a (\sin 2\beta_2 + \sin 2\beta_3)] \quad (1-12-141)$$

$$h_{\max} = h + \frac{a}{4} \operatorname{tg} \gamma_2 \quad (1-12-142)$$

式中符号同前。

4) 废石堆堆积高度计算公式使用条件

(1) 公式 (1-12-108、1-12-121、1-12-133) 与 (1-12-116、1-12-128、1-12-138) 间关系

当 $b^2 > 4dc$ 时, 用公式 (1-12-108、1-12-121、1-12-133);

当 $b^2 \leq 4dc$ 时, 用公式 (1-12-116、1-12-128、1-12-138)。

(2) 不压矿与压矿时公式间关系

将由式 (1-12-108) 或 (1-12-116) 算得的结果分别代入 (1-12-140) 或 (1-12-141) 进行验证, 当条件满足时, 属于不压矿情况, 反之属于压矿情况, 此时选择相应公式重新计算。

$$R_d \sin \beta_1 \geq R_s \sin \beta_1 \cos \delta + h_2 \operatorname{ctg} \gamma_1 + H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2 + \frac{a}{2} \sin \beta_1 \cos \beta_1 + e_s \quad (1-12-143)$$

$$R_s \sin \beta_1 \geq R_s \sin \beta_1 \cos \delta + h \operatorname{ctg} \gamma_2 + \frac{a}{2} \sin \beta_1 \cos \beta_1 + e_s \quad (1-12-144)$$

式中符号同前。

(3) 双侧压矿与单侧压矿时公式关系

当 $h_2 > 0$ 时

$$L_p = \frac{B_s}{2} + h_2 \operatorname{ctg} \gamma_1 + H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2 - \frac{R'_d}{2} (\sin \beta_2 + \sin \beta_3) + \frac{a}{8} (\sin 2\beta_2 + \sin 2\beta_3) + e_s \quad (1-12-145)$$

当 $h_2 \leq 0$ 时

$$L_p = \frac{B_s}{2} + h \operatorname{ctg} \gamma_2 - \frac{R'_d}{2} (\sin \beta_2 + \sin \beta_3) + \frac{a}{8} (\sin 2\beta_2 + \sin 2\beta_3) + e_s \quad (1-12-146)$$

$$L_{p\max} = \frac{R'_d}{2} [\sin(\beta_{1\max} \pm \delta) - \sin(\beta_{1\max} \mp \delta)] \mp 0.5M \quad (1-12-147)$$

式中

R' ——任一水平的挖掘半径, m,

L_p ——船中心线与采场中心线的距离(简称斜距), m,

$L_{p\max}$ ——允许的最大斜距, m,

$\pm$ ——视采用哪一桩为工作桩而定,

其它符号同前。

当 $L_p > L_{p\max}$ 时, 不许采用斜工作面回采法, 此时废石堆堆积高度应按双侧压矿计算。

当 $\beta_2 \geq \beta_{1\max}$ 时, 应在进行技术经济比较后, 再确定回采方法。

12.4.4.3 船绳式采掘船排尾基本参数

船绳式采掘船的废石堆形成规律更复杂, 按常见的废石堆情况, 其近似公式如下:

1. 废石堆宽度

1) 矿体表面水深达到采掘船安全水位且采用平行回采法时, 废石堆宽度 B_s (m)

$$B_s = B \quad (1-12-148)$$

或

$$B_s = 2R_s \sin \alpha_1 \quad (1-12-149)$$

式中符号同前。

2) 矿体表面水深达到采掘船安全水位且采用斜向回采时, 废石堆宽度 (m)

$$B_s = 2R_s \sin \alpha_1 + 2(R_n - E - N) \sin \beta_0 \quad (1-12-150)$$

式中 β_0 ——船纵轴线与采场中心线夹角, ($^\circ$), 一般取 $\beta_0 = 10^\circ$;

其它符号同前。

3) 矿体表面无水或水深达不到采掘船安全水位时废石堆堆积宽度 (m)

$$B_s = 2R_s \sin \alpha_1 \quad (1-12-151)$$

式中符号同前。

2. 废石堆高度

采用不同回采方法时,其废石堆积形式亦不同(图1-12-39),主要有以下四种:

(1) 矿体表面水深达到采掘船安全水位,且采用平行回采法时,废石堆高度 h_3 (m) (图1-12-39d);

$$h_3 = [-b + \sqrt{b^2 - 4dc}] / 2d \quad (1-12-152)$$

$$d = \text{ctg} \gamma_2 \quad (1-12-153)$$

$$b = 2R_y \sin \alpha_1 \quad (1-12-154)$$

$$c = 2R_y K_0 H \sin \alpha_1 [1 - \rho(1 - \mu)] \quad (1-12-155)$$

$$h_{3\max} = h_3 + \frac{a}{4} \text{tg} \gamma_2 \quad (1-12-156)$$

$$h = h_{3\max} + H \quad (1-12-157)$$

式中符号同前。

(2) 矿体表面水深达到采掘船安全水位,且采用斜向或平行——斜向回采法时废石堆高度(图1-12-39b)(m):

$$h_3 = [-b + \sqrt{b^2 - 4dc}] / 2d \quad (1-12-158)$$

$$d = \text{ctg} \gamma_2 \quad (1-12-159)$$

$$b = 2R_y \sin \alpha_1 + 2(R_{nb} - E - N) \sin \beta_0 - a \sin \beta_0 \cos \beta_0 \quad (1-12-160)$$

$$c = [2R_y \sin \alpha_1 + (R_{nb} + R_{nd} - 2E - 2N) \sin \beta_0 - a \sin \beta_0 \cos \beta_0] \\ [1 - \rho(1 - \mu)] K_0 H \quad (1-12-161)$$

$$h_{3\max} = h_3 + \frac{a}{4} \text{tg} \gamma_2 \quad (1-12-162)$$

$$h = h_{3\max} + H \quad (1-12-163)$$

式中符号同前。

(3) 矿体表面无水或水深达不到采掘船安全水位,且采用平行——扇形(或十字形)或斜向——扇形(或十字形)回采法时废石堆高度(图1-12-39c)(m):

$$h_2 = [-b + \sqrt{b^2 - 4dc}] / 2d \quad (1-12-164)$$

$$d = \text{ctg} \gamma_1 - \text{ctg}^2 \gamma_1 / (\text{ctg} \gamma_2 + \text{ctg} \gamma_3) \quad (1-12-165)$$

$$b = 2R_y \sin \alpha_1 + 2H_1 \text{ctg} \gamma_1 - \frac{\text{ctg} \gamma_1 [2H_1 \text{ctg} \gamma_2 - \\ - 2(R_{nd} - E - N) \sin \beta_4 + a \sin \beta_4 \cos \beta_4]}{\text{ctg} \gamma_2 + \text{ctg} \gamma_3} \quad (1-12-166)$$

$$c = (2R_y \sin \alpha_1 + H_1 \text{ctg} \gamma_2) H_1 - 2\rho H R_y (1 - \mu) \sin \alpha_1 - \\ - \frac{[2H_1 \text{ctg} \gamma_2 - 2(R_{nd} - E - N) \sin \beta_4 + a \sin \beta_4 \cos \beta_4]^2}{4(\text{ctg} \gamma_2 + \text{ctg} \gamma_3)} \quad (1-12-167)$$

$$h_4 = [-b + \sqrt{b^2 + 4dc}] / 2d \quad (1-12-168)$$

$$d = \text{ctg} \gamma_1 - \text{ctg}^2 \gamma_1 / [2(\text{ctg} \gamma_2 + \text{ctg} \gamma_3)] \quad (1-12-169)$$

$$b = (N + C + T \cos \varphi - d + e_2) \sin \beta_4 + h_2 \text{ctg} \gamma_1 +$$

$$+ H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2 -$$

$$\frac{\operatorname{ctg} \gamma_1 [2h_2 \operatorname{ctg} \gamma_1 + 2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2 - 2(R_{nd} - E - N) \sin \beta_4 + a \sin \beta_4 \cos \beta_4]}{2(\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3)} \quad (1-12-170)$$

$$c = \frac{H}{2} K_0 \rho (1 - \mu) [(R_{nd} + R_{nb} - 2E - 2N) \times \sin \beta_4 - a \sin \beta_4 \cos \beta_4] \quad (1-12-171)$$

$$h_{1\max} = h_1 + \frac{a}{2} \operatorname{tg} \gamma_1 \quad (1-12-172)$$

$$h = h_{1\max} + h_2 + H_1 \quad (1-12-173)$$

式中符号同前。

(4) 采用扇形或十字形回采法时废石堆高度 (图1-12-39a) (m) ,

$$h_2 = [-b + \sqrt{b^2 - 4dc}] / 2d \quad (1-12-174)$$

$$d = \operatorname{ctg} \gamma_1 - \operatorname{ctg}^2 \gamma_1 / [\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3] \quad (1-12-175)$$

$$b = B_5 + 2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_1 -$$

$$\frac{\operatorname{ctg} \gamma_1 [B_5 + 2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2 - 2R_y \sin \alpha_1 - 2(R_{nd} - E - N) \sin \beta_4 + a \sin \beta_4 \cos \beta_4]}{\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3} \quad (1-12-176)$$

$$c = (B_5 + H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2) H_1 - K_0 \rho H (1 - \mu) [2R_y \sin \alpha_1 + (R_{nd} + R_{nb} - 2E - 2N) \sin \beta_4 - a \sin \beta_4 \cos \beta_4] -$$

$$\frac{[B_5 + 2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2 - 2R_y \sin \alpha_1 - 2(R_{nd} - E - N) \sin \beta_4 + a \sin \beta_4 \cos \beta_4]^2}{4(\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3)} \quad (1-12-177)$$

$$B_5 = 2(R_{nb} - E + C + T \cos \varphi - d + e_2) \sin \beta_4 - 2R_y \sin \alpha_1 - 2(R_{nd} - E - N) \sin \beta_4 + a \sin \beta_4 \cos \beta_4 \quad (1-12-178)$$

$$h_{2\max} = h_2 + \frac{a}{2} \operatorname{tg} \gamma_1 \quad (1-12-179)$$

$$h = h_{2\max} + H_1 \quad (1-12-180)$$

式中 R_{nb} ——砂矿表面内伪挖掘半径, m,

R_{nd} ——砂矿底板内伪挖掘半径, m,

其它符号同前。

12.4.4.4 混合式采掘船排尾基本参数

采用混合式采矿法时,废石堆积形式与平行——扇形 (或斜向——扇形) 回采法相同,差别在于采池边帮用桩柱式回采 (图1-12-39c)。

1. 废石堆积宽度 (m)

$$B_5 = 2R_y \sin \alpha_1 \quad (1-12-181)$$

式中符号同前。

2. 废石堆集中系数

$$K_t = B_p/B_s \quad (1-12-182)$$

式中符号同前。

3. 废石堆积高度 (图1-12-39和图1-12-38c)

$$h_2 = [-b + \sqrt{b^2 - 4dc}] / 2d \quad (1-12-183)$$

$$d = \operatorname{ctg} \gamma_1 - \operatorname{ctg}^2 \gamma_1 / [\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3] \quad (1-12-184)$$

$$b = 2R_s \sin \alpha_1 + 2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_1 - \frac{\operatorname{ctg} \gamma_1 [2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2 - 2R_s \sin \beta_1 + a \sin \beta_1 \cos \beta_1]}{\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3} \quad (1-12-185)$$

$$c = [2R_s \sin \alpha_1 + H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2] H_1 - 2\rho H R_s (1 - \mu) \sin \alpha_1 - \frac{[2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2 - 2R_s \sin \beta_1 + a \sin \beta_1 \cos \beta_1]^2}{4(\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3)} \quad (1-12-186)$$

$$h_4 = [-b + \sqrt{b^2 + 4dc}] / 2d \quad (1-12-187)$$

$$d = \operatorname{ctg} \gamma_1 - \operatorname{ctg}^2 \gamma_1 / 2[\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3] \quad (1-12-188)$$

$$b = (R_s \sin \beta_1 \cos \phi + h_2 \operatorname{ctg} \gamma_1 + H_1 \operatorname{ctg} \gamma_1) - \frac{\operatorname{ctg} \gamma_1 [2h_2 \operatorname{ctg} \gamma_1 + 2H_1 \operatorname{ctg} \gamma_2 - 2R_s \sin \beta_1 + a \sin \beta_1 \cos \beta_1]}{2(\operatorname{ctg} \gamma_2 + \operatorname{ctg} \gamma_3)} \quad (1-12-189)$$

$$c = \frac{H}{2} \rho K_0 (1 - \mu) (R_s + R_b - a \cos \beta_1) \sin \beta_1 \quad (1-12-190)$$

$$h_{4\max} = h_4 + \frac{a}{4} \operatorname{ctg} \gamma_1 \quad (1-12-191)$$

$$h = h_{4\max} + h_2 + H_1 \quad (1-12-192)$$

式中 β ——桩柱式采掘船回采时最小回转半角, ($^\circ$);

其它符号同前。

12.4.4.5 采掘船排尾条件

排尾高度 h (m) 应满足下式:

$$h \leq T \sin \varphi + g + k + H_1 - j \cos \varphi - e_0 \quad (1-12-193)$$

式中 g ——皮带机尾轮中心到甲板距离, m;

j ——皮带机首轮中心到皮带机架下缘距离, m;

e_0 ——皮带机首轮中心处皮带机下缘至废石堆的安全距离, m, $e_0 = 1 \sim 3$ m;

其它符号同前。

12.4.5 采 矿 要 素

12.4.5.1 可采储量计量

为了在稳定可靠的基础上确定企业规模, 必须在地质储量范围内重新圈定可采储量, 一般原则如下:

(1) 经机剥后, 干帮高度仍大于 4 m 的矿段一般列为表外。

- (2) 地表有不易搬迁的房屋或民用设施的矿段,一般列入表外。
- (3) 根据船采工艺,各矿段之间的个别D级或表外储量列于表内。
- (4) 采掘船通道量均列入可采储量。
- (5) 采掘船最大挖深作为可采储量界线。
- (6) 超挖底板的土岩量一般列入可采储量。
- (7) 已标注有地下障碍物之处,视开采路线而适当扣除部分地质储量。
- (8) 底板坡度大,采取技术措施后仍无法开采的矿段列于表外。
- (9) 对于剥离量大,供水条件差,储量不大的矿段,经技术经济比较后决定取舍。
- (10) 矿体宽度小于最小工作宽度的矿段,视品位决定取舍。
- (11) 有部分胶结性矿砂的矿段,视易挖性和可洗性决定取舍。
- (12) 受洪水威胁的矿段,根据防洪需要来确定可采界线。
- (13) 有利于生态平衡。

12.4.5.2 最小采幅

最小采幅的确定,一般考虑两种因素:其一是尽量使采掘船最小采幅小于或等于最优采幅;其二是结合矿床类型及网度确定切实可行的最小采幅;一般按2~3倍的孔距选取。

12.4.5.3 最大挖深

最大挖掘深度是决定如何选择采掘船结构特点和斗容大小的关键性参数。一般应考虑如下因素:

- (1) 以正常潜水位为基准,比较不同挖深时可采储量的大小来确定最优挖深。
- (2) 备用挖深一般为1~4m。视各时期的水位变化幅度选取。

12.4.5.4 砾石皮带长度和尾砂溜槽长度

根据矿砂粒度分级、土岩容重、安息角、松散系数和含泥量等参数,以不同的回采方法验证砾石皮带长度和尾砂溜槽的长度。

12.5 基建采准和其他工程

12.5.1 开拓工程

12.5.1.1 基坑工程

基坑工程包括整平场地、公路桥涵、基坑、防洪等项。建船所需的地面设施和设备布置在基坑周围,占地面积较大(图1-12-40、图1-13-41)。

1. 整平场地

建船工业场地的整平工程量,视地形条件、船型和建船单位施工工艺不同有所差异,一般需要5000~50000m²(见表1-12-24)。

2. 基建工地临时公路及桥涵

在整平场地前(或同时)要修筑通往建船工地的临时公路和桥涵,公路等级为3~4级。此外,由于采掘船的一些结构件和设备吨位较大,原有国家公路有时要加宽路面,桥涵需要加固。

3. 基坑

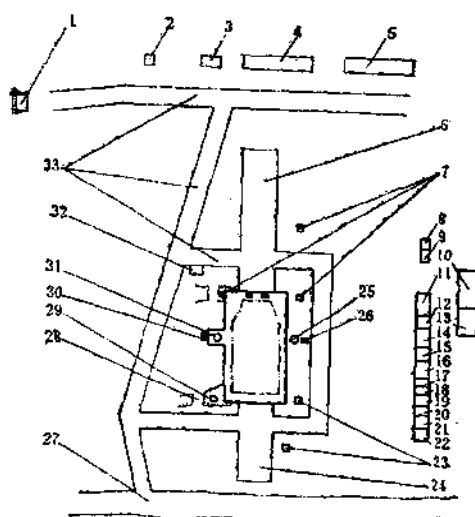


图 1-12-40 250L采掘船施工平面图

1—危险品库, 2—电石库, 3—油漆库, 4—设备及半成品库, 5—材料库, 6—斗桥及吊架组装处;
 7、23、29—配电箱; 8—干燥炉, 9—开水站; 10—铜工, 11—休息室, 12—羊床; 13—焊接; 14—钳工;
 15—电工, 16—工具室, 17—医务室, 18—办公室, 19—木工, 20—动力, 21—船体, 22—起运;
 24—主运输机组装处; 25—吊杆, 26—电动绞车, 27—公路, 28—通道, 30—电动绞车, 31—吊杆;
 32—氧气瓶棚, 33—通道

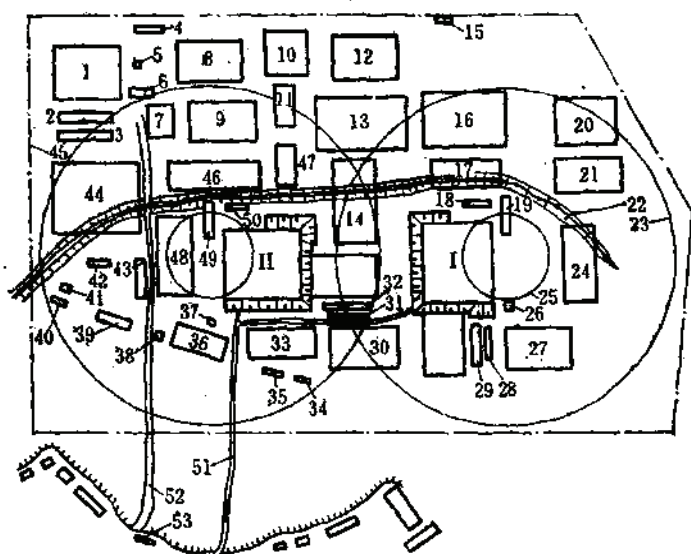


图 1-12-41 两艘300HS采掘船施工平面图

1—挖斗堆场, 2、3—绞车堆场, 4—干砂棚, 5—空压房, 6—洗边机工棚, 7—行走过桥, 8—钢板堆场;
 9—钢板预处理堆场, 10—斗架及吊挂场, 11—尾矿堆场, 12—选矿设备堆场, 13、14—零散设备堆场;
 15—乙炔站, 16—选矿设备堆场, 17—上层建筑堆场, 18—冷作工棚, 19—冷作平台, 20、21—选矿设备堆场;
 22—围堰, 23—桅杆固定范围, 24—上部钢结构堆场, 25—起吊范围, 26—卷扬机房, 27—船体结构堆场;
 28—冷作工棚, 29—冷作平台, 30—船体结构堆场, 31—冷作工棚, 32—冷作平台, 33—上层建筑堆场;
 34—起重工具室, 35—油漆房, 36—木材堆场, 37—卷扬机房, 38—木工工棚, 39—工棚;
 40—变压器, 41—配电房, 42—电器检修工棚, 43—工地办公室, 44—电气设备堆场, 45—占地范围;
 46—斗架堆场, 47—尾矿堆场, 48—上部钢结构堆场, 49—冷作平台, 50—冷作工棚, 51—水渠, 52—路, 53—街道

不同斗容采掘船整平场地工程量表

表 1-12-24

斗 容 (L)	面 积 (m ²)
50~100	5000~10000
100~150	10000~13000
150~250	13000~30000
250~300	30000~50000

- (1) 基坑排水工程;
- (2) 基坑潜水位较低时, 应列供水工程;
- (3) 组装采掘船一般需要 8~12 个月, 这期间应考虑基坑维修及其他费用;
- (4) 基坑挖方量、填方量以及它对整平场地标高的影响;
- (5) 潜水位对基坑深度和整平场地标高的影响。

4. 工业场地防洪

基坑受洪水影响时, 须设防洪坝。

12.5.1.2 出基坑工程

采掘船以最小工作采幅出坑。需要缩短时间, 增大加深角时, 须考虑排除废石的工程量。如四川白水金矿, 为了避开洪水期, 缩短出坑时间, 加深角取 $9^{\circ}30'$, 其推土机推运废石量为 6.8 m^3 。

采掘船出坑至矿体底板的工程量按下式计算:

$$Q = \frac{1}{2} B_{\text{min}} (H - H_2 - H_a)^2 \text{ctg} \alpha_2 + (H_2 + H_a) (H - H_2 - H_a) B_{\text{min}} \text{ctg} \alpha_2 \quad (1-12-194)$$

式中 α_2 ——出坑加深角, ($^{\circ}$);

Q ——出坑工程量, m^3 ;

其它符号同前。

12.5.1.3 通道

出坑时, 视基坑与矿体的相对位置, 有时先以通道形式出坑, 然后再加深至矿体底板。如甘肃省白龙江金矿, 基坑距矿体 200 m , 采用通道形式出坑 120 m 后, 开始加深到矿体边界处底板。

通道工程量按下式计算:

$$Q_s = B_{\text{min}} (H_2 + H_a) L_1 \quad (1-12-195)$$

式中 Q_s ——采掘船通道工程量, m^3 ;

L_1 ——采掘船通道长度, m ;

其它符号同前。

12.5.2 采 准 工 程

12.5.2.1 供水

基坑与外部水位差一般不得超过 0.5 m , 否则应采取安全措施, 并圈定安全出坑范围。此时采掘船安全出坑长度为:

$$L_0 = \Delta h \text{ctg} \alpha_2 + L_a \quad (1-12-196)$$

式中 L_0 ——安全出坑长度, m;

Δh ——基坑与基坑外水位高差, m;

其它符号同前。

12.5.2.2 供电

建船工地用电包括组装采掘船和基坑供排水用电。

12.5.2.3 绳窝

1. 桩柱式采掘船绳窝

绳窝的布置形式(图1-12-42)和绳窝结构(图1-12-43、1-12-44)有许多类型,设计中应结合土岩性质合理选择。一般绳窝用钢绳规格与横移钢绳相同,岸上滑轮数量为4~6组。

不同施工方法的绳窝规格参见表1-12-25。

绳窝锚固力为(图1-12-45);

绳窝规格

表 1-12-25

施工方法	长 (m)	宽 (m)	深 (m)	备 注
推 土 机	视爬坡能力而定	铲 宽	1.5~3	推土机爬坡角度25°~30°
人 工	2~5	1~1.5	1.5~3	

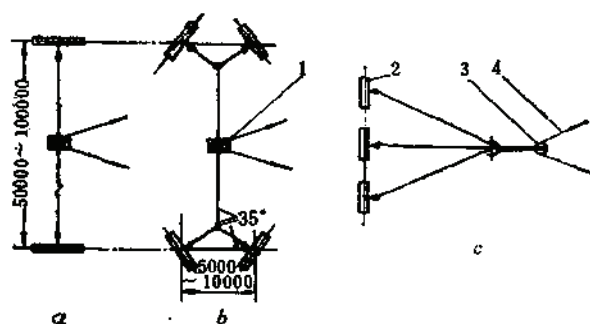


图 1-12-42 横移绳窝布置形式

a—单式移动横移绳窝; b—双式移动横移绳窝; c—固定式横移绳窝
1—移动滑轮; 2—绳窝; 3—固定滑轮; 4—横移绳



图 1-12-43 人工绳窝结构形式

斜拉力(10^4N):

$$T_G = h \left[l d + (l + d) h \frac{t g \theta}{\cos \beta} + \frac{4}{3} h^2 \frac{t g^2 \theta}{\cos^2 \beta} \right] \gamma \quad (1-12-197)$$

水平拉力(10^4N):

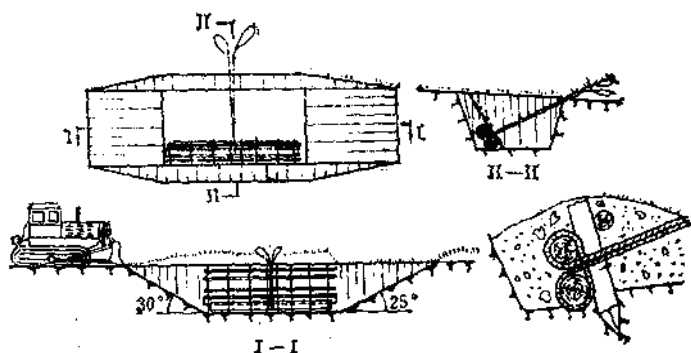


图 1-12-44 推土机绳网结构形式

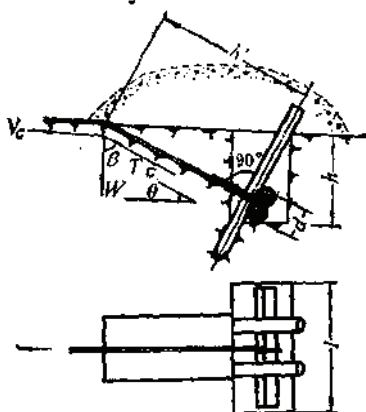


图 1-12-45 绳网受力分析图

$$N_G = T_G \cos \theta \quad (1-12-198)$$

强度条件(10^4N):

$$N_G \geq k N'_G \quad (1-12-199)$$

式中 l ——横杆长, m;

d ——横杆宽(直径之和), m;

θ ——土岩自然安息角, ($^\circ$); 当 $h > 1.5 \sim 2.5\text{m}$ 时, θ 的折减系数为 0.8;

β ——斜拉力与土岩自重之夹角, ($^\circ$);

h ——横杆垂直埋深, m

γ ——容重, $10^4\text{N}/\text{m}^3$;

k ——安全系数, 一般 $k = 1.4 \sim 1.5$;

N'_G ——钢绳实际水平拉力, 10^4N ;

N_G ——钢绳设计水平拉力, 10^4N 。

例 首绳拉力 $24 \times 10^4\text{N}$, 假设 $l = 3\text{m}$, $d = 0.3\text{m}$, $h = 0.6\text{m}$, $\theta = 15^\circ$, 砂砾容重 $2.4 \times 10^4\text{N}/\text{m}^3$, 求 T_G 和 N_G 。

$$\begin{aligned} T_G &= 1.6 \times 2.4 \left[3 \times 0.3 + (3 + 0.3) \times 1.6 \times \frac{\tan 15^\circ}{\cos 75^\circ} + \frac{4}{3} \times 1.6^2 \times \frac{\tan^2 15^\circ}{\cos^3 75^\circ} \right] \\ &= 38.49 \times 10^4\text{N} \end{aligned}$$

$$N_G = 37.18 \times 10^4 \text{ N}$$

$$N'_G = 24 \times 10^4 \text{ N}$$

$$K = \frac{N_G}{N'_G} = 1.55$$

2. 锚绳式采掘船绳窝

在无法用上述绳窝方式固定钢绳时, 采用海军锚(图1-12-46)。一艘船设置十个海军锚。

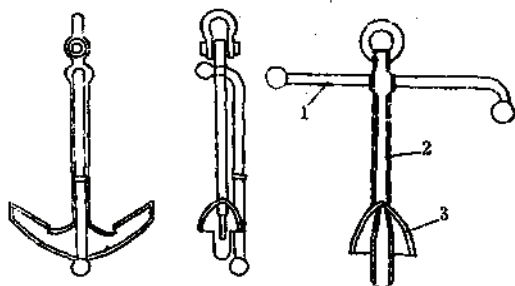


图 1-12-46 海军锚

1—锚杆; 2—锚身; 3—锚爪

12.5.2.4 辅助工程

辅助工程包括:

- (1) 通往采区的临时公路: 其长度按采掘船一年前进距离的0.5~1.5倍考虑。
- (2) 采区筑坝和防洪工程量。
- (3) 每艘采掘船必须配备一只可乘8~12人的钢质交通船(亦称通勤船)。如果江河较大, 有洪水威胁时, 应考虑设交通快艇或摩托艇。
- (4) 适宜设报话机的地区, 一艘船配2~4台, 或设移动式架线电话。

12.5.3 其他工程

基建时期出现的采掘船过河、停船、过冬保养以及开船、采池除冰、解冻、清除障碍物、复田复林等临时性工程的基建工程量。

12.5.3.1 采掘船过河及调船

当开拓方式需过河或沿河航行(顺流或逆流)一般距离再调船进入矿体时, 需注意以下问题:

- (1) 禁止在洪水期或7级以上大风及大雾天气里过河或在河上航行;
- (2) 在河道上航行或过河时, 应事先清除河道上的障碍物, 缩短过河或航行时间;
- (3) 在结冰期需开拓时, 应及时排除浮水。

在水位太浅的情况下, 为了确保采掘船安全水位, 有时采用过河段下游修筑溢流坝的方法抬高水位。珲春金矿一号船过河时, 采用此法将水位抬高3.22m。

12.5.3.2 停船及过冬保养

受季节影响, 船建后还没形成开拓系统就不得不停船时, 应考虑停船地点辅助工程和设备保养等项投资。

12.5.3.3 防冻与解冻

1. 防冻

防止或减轻季节性冻和永冻层的方法有积雪法、盖草法、冰封法、塑料薄膜覆盖法和塑料泡沫覆盖法等。

目前, 行之有效的防冻方法是剥离和冰封混合法。此法的技术要求是: 剥离表土 0.2~2.0m; 以(2~5)×(2~5)m的网度打入木桩, 木桩规格为直径30~60mm, 长1~4m (视冰层厚度而定), 使冰封厚度达到0.5~1.0m。此法在水源充足矿体渗透系数小或水渗漏前可结冰的条件下使用。

季节冻深小于0.7m时不需防冻。

2. 解冻

我国永冻层属于退化型, 且零星分布。厚度一般0.4~0.6m, 温度-5°~0°。目前多采用剥离和太阳辐射混合融化法解冻。苏联对冻层的解冻方法也提出过多种, 详见表 1-12-26。

苏联解冻方法分类表

表 1-12-26

热传递种类	解冻方法及所用能源							联合方法
	自然方法			人工方法				
	机械法	覆盖法	盐溶液法	各种燃料	原子能	地热	电能	
导热法	自然解冻和最简单的热改良法; 分层融化(定期剥离已融化的冻土; 表面水—热改良法	表面水—热改良法	强化的自然解冻法	在绝热情况下用热气, 循环水针, 盖板排管放电器, 烧热的块石			辐射式加热器; 可调高压电流	
	水针法 渗透法 人造雨法 联合法	薄膜下人造雨法; 薄膜—水加热器法		水针法 渗透法	同左	同左		电力—水力联合法
具有相变的热交换体				蒸汽法				
连续分布的内部热源							利用低压高频电流; 利用工业电流	

应用剥离和太阳辐射混合融化法应考虑如下因素:

(1) 我国永冻层融化时间按1~2年计, 当永冻层厚时取上限, 反之取下限;

(2) 剥离前须用单钩犁配推土机按 $(5 \times 10) \times (5 \sim 10)$ m的网度挖井字形排水沟,疏干采区。一般剥离隔热层以下 $0.1 \sim 0.3$ m,用 180×0.75 kW以上的大型推土机。

有关复田或复林问题见本篇第十六章。

12.5.3.4 清除障碍物

砂矿床上船采障碍物分为地面和地下两大类,开采前须探明并清除。

12.5.4 储备矿量及基建进度

12.5.4.1 储备矿量

采掘船开采的砂矿储量分为两级(或一级),即开拓矿量与备采矿量(或开拓矿量)。

开拓矿量是指采区内已剥离,主要引水沟、筑坝、洪水期待避位置、清除地下障碍物、临时输电线路和解冻工程都已结束所拥有的矿量。保有时间一般为 $0.5 \sim 3$ 年。当解冻时间在一年以内或无永冻层时取下限,反之取上限。

备采矿量是指支渠引水沟已形成并向采池供水,输电胶皮电缆已上船、绳窝、采掘路线测量标杆和地下障碍物标定等工程均已结束所拥有的矿量。保有时间 $3 \sim 6$ 个月。

在我国南方宜采用一级制矿量管理,保有时间半年。

12.5.4.2 基建进度

我国的船采砂矿山,基建时间一般为 $1 \sim 1.5$ 年,其中试产到投产时间为 $1 \sim 3$ 个月。

在严寒地区,施工进度安排为:第一年夏季开始基建,第二年建船结束,第二年末或第三年调试并投产。

在南方,主要考虑洪水的影响。施工进度安排为:第一年 $8 \sim 9$ 月份开始基建翌年 $5 \sim 6$ 月份结束。基建时间比北方缩短一年左右。

船体组装时间:

$50 \sim 150$ L 船, $5 \sim 6$ 个月;

大于 150 L 的船, $6 \sim 12$ 个月。

12.6 矿山生产能力的确定

12.6.1 采掘船的选型

国内外已成功地用斗容 $50 \sim 880$ L 链斗式电动(或柴油)采掘船开采水下埋深在 50 m 以内的内陆和海滨砂矿床。

应用吸扬式采掘船开采非贵重矿物也很成功,它在挖深 $9 \sim 27$ m 时,生产能力最高,但也有的用于开采 80 m 以内的砂矿床,还有潜水型砂泵式采掘船开采 1200 m 或更深的砂矿床。

12.6.1.1 链斗式采掘船选型的影响因素

1. 挖深与斗容关系

挖深与斗容之间的关系通常以图1-12-47和表1-12-27作参考。

2. 矿体宽度与斗容

斗容与采幅成正比,所以对窄矿体,在选择斗容时,首先考虑废石混入率对企业经济效果的影响。

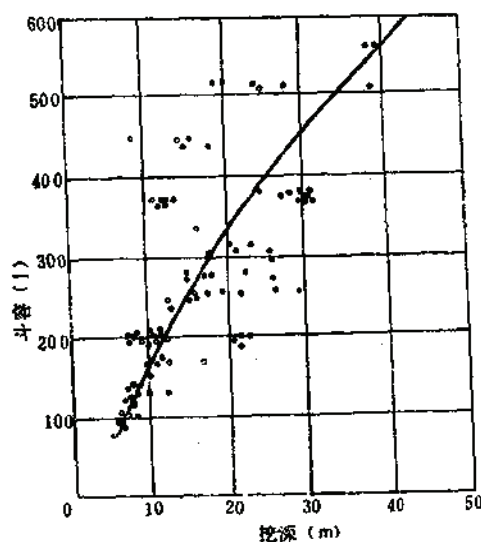


图 1-12-47 挖深与斗容关系

挖深与斗容关系表

表 1-12-27

挖深分类	挖深 (m)	可能的斗容 (L)
极深挖深	>35	400~800
深挖深	16~35	300~600
中等挖深	9~20	150~300
浅挖深	<9	<150

斗容与服务年限

表 1-12-28

斗容 (L)	服务年限 (年)
50~100	5~7
150~300	10~12
>300	>15

3. 服务年限与斗容

鉴于采掘船不易搬迁的特点,按表1-12-28经验数据初定斗容。

苏联适合采掘船开采的砂矿床,斗容和服务年限对储量的要求参见表1-12-29。

4. 巨砾石与斗容

不同斗容的巨砾石标准和允许的巨砾石含量参见表1-12-30、1-12-31。

处理巨砾石的方法有三种:(1)起吊法:是采用船起重机吊出挖斗中的巨砾石,每个砾石的停船时间1~5min;(2)爆破法:是采用糊炮爆碎挖斗中的巨砾石,每个砾石的停船时间1~2min;(3)深挖法:在矿体底板挖坑,埋入挖斗无法挖出的特大砾石,每个砾石的停船时间1~8小时。

苏联采掘船服务年限表

表 1-12-28

斗 容 (L)	船最小宽度 (m)	水下挖深 (m)		砂矿水上最大帮高 (m)	砂矿储量 (万m³)	服务年限 (a)
		最 大	最 小			
浅挖深采掘船						
50~100	15~40	6	1.5~2	0.5	50~80	<5
中等挖深采掘船						
150	50	9	2.5	0.5~2.5	300~500	8~10
210	50	11.6	3.1	1.5~4.0	1200~1500	10~12
250	60~70	15	3.5	3	1200~1500	12~15
深挖深采掘船						
380	70~75	15.8	3.7	2.5~5	1800~2300	12~15
360	90	30	4	5~6	1800~2300	12~15
超深挖深采掘船						
600	110~120	50	5	<10	3000	15~25

巨砾石标准表

表 1-12-30

斗 容 (L)	巨 砾 石 规 格	
	最大尺寸 (mm)	体 积 (m ³)
50	350~450	0.01029~0.04374
100	450~600	0.02187~0.10368
150	500~700	0.03000~0.16464
250	600~900	0.05184~0.24576
300	700~900	0.08732~0.34992

采掘船允许的巨砾石数量表

表 1-12-31

斗 容 (L)	允许的巨砾石数量 (个/百m ³)
50	4~6
100	2~3
150	1~2
200	0.6~1
250	0.3~0.6
300	0.3~0.5

5. 基岩硬度与行走系统

砂矿床清底工作直接影响金属的损失率和贫化率,并影响企业的技术经济指标。鉴于钢丝绳式采掘船因钢丝绳弹性伸缩不能彻底清底的事实,除符合下述条件时采用钢丝绳式采掘船外,一般应用桩柱式采掘船。

- (1) 矿体表面水位达到采掘船安全水位;
- (2) 基岩硬度小于普氏系数2~4 (地质部硬度3级,苏联船采岩性分类4级);
- (3) 非贵重金属矿床。

6. 供水与斗容

耗水量与斗容成正比, 见表1-12-4。对缺水地区, 首先考虑保证澄清采池的最低供水量, 此外还应考虑循环式、封闭式等供水系统。

12.6.1.2 采掘船选型步骤

- (1) 根据矿山服务年限和挖深, 首先确定年采剥量;
- (2) 以年采剥量为基础, 结合开采技术条件, 初步选择采掘船的斗容和行走系统;
- (3) 用暂定船型去验证其它影响因素。

12.6.2 工作制度

12.6.2.1 日工作制度

1. 日工作制度

船上工人每日三班制; 岸上工人每天1~2班制; 剥离工人每天1~2班制; 管理和服务人员每天一班制。班工作时间均为8 h。

2. 时间利用系数

时间利用系数一般取0.625~0.75 (日纯挖掘时间为15~18 h), 在具体选取时, 应考虑以下因素:

- (1) 严寒地区或开采条件不好时取下限;
- (2) 双幅或多幅开采时, 此单幅多停船0.5~1h/d;
- (3) 采用大斗容(200 L以上)采掘船时应降低指标;
- (4) 巨砾石大小和处理方法不同, 停船时间也有差异(表1-12-32)当巨砾石数量超过最大允许值时应降低时间利用系数。

我国船采矿山实际时间利用系数见表1-12-33。

采掘船各班的纯挖掘时间有所差异, 一般早、晚班较长, 白班最短(表1-12-34)。

处理巨砾石停船时间表

表 1-12-32

巨砾石 (mm)	重量 (kg)	处理方法	每个砾石停船时间 (min)	备 注
≤350	≤50	人工	0.5~1.0	起重机为液压驱动时取上限
>350	>50	起重机	1~5	

12.6.2.2 年工作天数

- (1) 矿山年工作365天或330天。

- (2) 采掘船年工作天数一般为200~300天, 设计中常考虑以下停船因素:

年平均洪水次数和每次持续时间;

6~7级以上大风的年平均次数及每次持续时间;

2级大雾天气考虑停船。雾的标准见表1-12-35;

初冬一般连续三天气温在 -15°C ~ -20°C 以下或无法向采池供水时应停船过冬;

初春时节, 桃花水足以满足船采所需水量或者日平均气温在 0°C ~ 5°C 以上, 且有供水条件时, 可以开船;

历年时间利用系数表

表 1-12-33

省 份	地 区	斗容(L)	年代(年)	时间利用系数	
				一般指标	平均先进指标
黑龙江	罕达汽	50	1981~1983	0.73~0.83	0.85
	桦南	50	1980~1983	0.58~0.80	0.75
	林口	50	1983	0.77~0.85	
	穆棱	50	1983	0.80	
	罕达汽	100	1981~1983	0.64~0.86	0.83
	罕达汽	150	1981~1983	0.72~0.83	0.80
	兴隆	150	1981~1983	0.61~0.79	0.74
	韩家园子	150	1980~1983	0.32~0.70	0.70
	桦南	150	1980~1983	0.46~0.72	0.70
	韩家园子	300	1981~1983	0.43~0.46	0.6~0.62
	兴隆	300	1983	0.60	
吉林	浑春	250	1971~1983	0.61~0.81	0.66~0.70

采掘船各班纯挖掘时间(单位: h)

表 1-12-34

采掘船作业项目	第一班(早班)	第二班(白班)	第三班(晚班)	备 注
挖掘时间	4~7	2~4	4~7	没有考虑事故 停船时间
交接班时间	0~0.25	0~0.25	0~0.25	
移步及维修时间	0~0.30	1~2	0~0.3	
精矿上岸及岸上 钢丝绳移动时间	0	0.3~2.0	0	

雾 的 能 见 度 表

表 1-12-35

等 级	现 象	能见距离 (m)
0	浓雾	<50
1	厚雾、雨暴	50~200
2	大雪、大雪	200~500
3	雾、中雪	500~1000
4	轻雾、暴雨	1000~2000
5	软雾、小雪、大雨	2000~4000
6	中雨、小雨	4000~10000
7	小雨、毛毛雨	10000~20000
8	没有降水	20000~50000
9	空气晴朗	>50000

检修停船一般是小修, 每月一天, 中修每隔2~3月2~3天, 大修每年1~2个月;
矿体内永冻层分布面积较大, 且缺水地区, 要比通常情况下提前停船和晚开船, 年工作天数缩短10~30天;

严寒地区, 冬季需停船过冬保养;

大斗容采掘船开停船时间和年工作天数, 详见表1-12-36。

我国北方采掘船实际年工作天数统计表

表 1-12-36

省 份	地 区	斗容(L)	年 份	开船时间(月·日)		年工作天数(d)	
				开	停	一 般	平均先进
黑龙江	罕达汽	50	1971~1983	4.19~5.1	10.29~11.10	160~240	190~195
	兴 隆	50	1971~1980	4.21~5.10	10.28~11.10	166~203	190~200
	桦 南	50	1973~1983	4.2~4.23	11.14~11.30	180~240	200~220
	林 口	50	1978~1983	4.11~4.21	11.8~4.17		
	穆 棱	50	1978~1983	4.15~4.17	11.3~11.25		
	罕达汽	100	1971~1983	4.20~5.5	10.29~11.10	160~205	190~195
	罕达汽	150	1978~1983	4.16~5.5	11.4~11.9	182~215	195~200
	五道沟	150	1978~1983	4.25~5.5	11.6~11.10	177~205	195~200
	跃进沟	150	1982~1983	4.29	11.10~11.11	130~186	200
	五道沟	150	1982~1983	4.25	11.10~11.13	131~200	195~200
	兴 隆	150	1978~1983	5.1~5.6	11.5~11.11	170~192	180~195
	韩家园子	150	1978~1983	4.28~5.20	10.31~11.15	170~199	185~195
	桦 南	150	1978~1983	4.16~4.26	11.10~11.21	180~207	200~205
	韩家园子	300	1981~1983	5.4~5.26	10.19~11.9	144~170	175~185
吉 林	浑 春	250	1974~1983	2.27~3.6	11.20~12.13	190~267	230~250

12.6.3 有关参数的选取

土岩分类和松散系数等常用参数见表1-12-2, 表1-12-3, 表1-12-23。

12.6.3.1 卸斗速度

根据土岩硬度和卸矿难易程度, 我国取 15~35个/min; 苏联取 14~32个/min; 其它国家取3~28个/min。土岩硬度大或卸矿难时取下限。

选取卸斗速度时, 应注意船的主驱动电机类型。直流电机应根据表 1-12-37 选取; 交流电机应根据表1-12-38选取。

土岩硬度与卸斗速度

表 1-12-37

土 岩 级 别	卸 斗 速 度 (个/min)
I~II	30~39
III	28~32
IV~V	22~28
VI	10~22

交流电机为主驱动的采掘船卸斗速度

表 1-12-38

斗 容 (L)	型 号	卸斗速度(个/min)
50	红旗50-1	31
	红旗50-2	20
	兴隆50-1、2	20
	桦南50	39
100	红旗100	30
150	红旗150、桦南150	32

12.6.3.2 铲斗装满系数

桩柱式采掘船装满系数与下列因素有关:

(1) 回转角增大装满系数下降, 详见表1-12-39。

采掘船回转角与铲斗装满系数关系

表 1-12-39

铲斗装 满系数	回 转 半 角 (°)								备 注
	20	30	40	50	60	70	80	90	
平均	0.98	0.95	0.92	0.88	0.81	0.71	0.70	0.63	1.指苏联船采Ⅰ级土岩情况下; 2.以采场正中的装满系数为基准
角隅处	0.94	0.87	0.77	0.64	0.50	0.34	0.16	0	

(2) 斗容大装满系数大; 土岩硬度大装满系数小。正工作回采最有利的平均装满系数见表1-12-40。

正工作回采时最有利的平均装满系数表

表 1-12-40

土岩级别	斗 容 (L)			
	50	100~150	210~250	300~400
I	0.95	0.95	0.95	0.95
II	0.85	0.95	0.95	0.95
III	0.60	0.70	0.75	0.80
IV	0.10	0.30	0.40	0.50
V		0.10	0.20	0.30
			0.10	0.15

(3) 严寒地区, 初春和晚秋一般装满系数低, 6~9月份装满系数高。其全年平均装满系数的影响程度可参照表1-12-41选取。

季节冻影响系数

表 1-12-41

季节冻层厚度(m)	0	<0.5	0.5~0.8	>0.8
季节冻影响系数	1	0.88	0.95	0.90

(4) 横移速度、移步距、斗架下放值与装满系数是互相影响的几个参数, 其关系已在前面论述, 此处从略。

(5) 装满系数 η_i 的计算

$$\eta_i = \xi k_1 \eta_0 \quad (1-12-200)$$

式中 η_0 ——回采不同土岩时最有利的平均装满系数, 见表1-12-40;

ξ ——季节冻影响系数, 见表1-12-41;

k_1 ——采掘船回转角影响系数, 一般取0.95~0.98, 主驱动为直流电机或大斗容时取上限, 反之取下限。

12.6.3.3 损失、贫化率

砂矿的损失与贫化受采池自然塌落、挖掘深度、幅间矿柱、步间矿柱、漏矿、供水、地形地貌、地表构筑物和田等多种因素影响。应根据土岩性质，用图解法计算不同矿段的损失率，并估计贫化率，参见表1-12-42。

损失、贫化率指标

表 1-12-42

挖 深 (m)	损 失 率 (%)	贫 化 率 (%)
≤25	3~5	3~5
23~30	12~14	8~12
30~60	15~20	12~15

12.6.4 采掘船生产能力

12.6.4.1 确定生产能力的一般原则

(1) 船上设有剥离系统时，按剥离设备处理能力验证生产能力；否则按选矿设备的最大处理能力验证生产能力。

(2) 视不同土岩的硬度和厚度，在计算各分层生产能力基础上，确定矿段生产能力。

(3) 全矿区采掘船的生产能力是各矿段生产能力的加权平均值

12.6.4.2 采掘船小时生产能力

1. 不同土岩的小时生产能力 Q_i :

$$Q_i = 60n_i q \eta_i / \rho_i \quad (1-12-201)$$

式中 n_i ——不同土岩的卸斗速度，个/min；

q ——斗容， m^3 ；

其它符号同前。

当计算结果大于船上相应设备能力时应以船上设备能力为准。

2. 矿段的小时生产能力

1) 矿段平均松散系数 ρ

$$\rho = \frac{\sum_{i=1}^n \rho_i h_i}{\sum_{i=1}^n h_i} \quad (1-12-202)$$

式中 h_i ——不同土岩层厚度，m；

其它符号同前。

基岩超挖深度一般取0.2~0.3m，见表1-12-43。

采掘船超挖深度值

表 1-12-43

土岩级别	斗 容 (L)				
	50	100~150	210~250	300~400	>400
Ⅵ	0.2~0.3	0.2~0.4	0.3~0.5	0.4~0.6	>0.6
Ⅴ		0.2~0.3	0.2~0.4	0.3~0.4	0.4~0.6
Ⅳ			0.2~0.4	0.2~0.4	0.3~0.4

2) 矿段平均装满系数 η

$$\eta = \left[\rho \sum_{i=1}^n n_i \right] / \left[\sum_{i=1}^n \rho_i h_i / \eta_i \right] \quad (1-12-203)$$

式中符号同前。

3) 矿段平均卸头速度 (个/min)

$$n_p = \sum_{i=1}^n n_i h_i / \sum_{i=1}^n h_i \quad (1-12-204)$$

式中符号同前。

 4) 矿段小时生产能力 (m^3/h)

$$Q_{1i} = 60 n_p q \eta / \rho \quad (1-12-205)$$

或

$$Q_{1i} = \sum_{i=1}^n Q_i h_i / \sum_{i=1}^n h_i \quad (1-12-206)$$

式中符号同前。

 3. 全矿区采掘船小时生产能力 (m^3/h)

$$Q_1 = \sum_{i=1}^n Q_{1i} \varepsilon_i \quad (1-12-207)$$

式中 ε_i ——各矿段采剥量占全矿区采剥总量比例;
其它符号同前。

12.6.4.3 日生产能力

 1. 矿段日生产能力 (m^3/d)

$$Q_{2i} = 24 \beta_i Q_{1i} \quad (1-12-208)$$

式中 β_i ——矿段时间利用系数;

其它符号同前。

 2. 全矿区日生产能力 (m^3/d)

$$Q_2 = \sum_{i=1}^n Q_{2i} \varepsilon_i \quad (1-12-209)$$

式中符号同前。

12.6.4.4 年生产能力

 1. 矿段年生产能力 (m^3/a)

$$Q_{3i} = Q_{2i} T \quad (1-12-210)$$

式中 T ——年工作天数, d;

其它符号同前。

 2. 全矿区年生产能力 (m^3/a)

$$Q_3 = \sum_{i=1}^n Q_{3i} \varepsilon_i \quad (1-12-211)$$

式中符号同前。

12.6.4.5 企业规模和服务年限

 1. 企业服务年限 t (a)

$$t = \sum_{i=1}^n [P_i K_i / Q_{3i} (1 + \gamma_i)] \quad (1-12-212)$$

或 $t = PK / Q_3 (1 - \gamma) \quad (1-12-213)$

式中 i ——矿段编号;

n ——矿段数量;

P, P ——矿段或全矿区可采储量和船剥量, m^3 ;

K_i, K ——矿段或全矿区回采率 (只考虑可采储量部分), %;

γ, γ ——矿段或全矿区废石混入率, %;

其它符号同前。

2) 企业规模 (m^3/a)

$$A = Q_m + Q_s \quad (1-12-214)$$

式中 Q_m ——年机剥量, m^3/a ;

Q_s ——采掘船年生产能力, m^3/a 。

实例 我国南方某砂金矿床, 采用200L桩柱——钢丝绳斗式采掘船开采, 船上有剥离系统, 地面用推土机剥离。矿体赋存条件为: 平均长4.52km, 宽78.6m, 埋深12.12m, 其中水上2.42m, 水下9.70m。巨砾石数量在允许范围内, 损失率、贫化率均为5%, 年工作天数定为300天, 其它参数见表1-12-44。

基本参数值

表 1-12-44

参 数	砂 砾 层	表 土 层	基 岩
松散系数	1.25	1.20	1.5
装满系数	0.7	0.9	0.2
卸斗速度	29	32	15
时间利用系数	单幅0.708 (17h/d), 双幅0.688 (16.5h/d)		

各矿段生产能力

表 1-12-45

矿 段 编 号	生 产 能 力	
	m^3/h	m^3/d
43~39	180	3060
29~35	186	3162
35~33	186	3162
29	190	3230
29~27	189	3213
27~23 ^b	193	3281
23~19	177	3009
19	141	2397
09	199	3383
00	183	3111

根据上述条件计算结果为:

(1) 不同土岩小时生产能力

砂砾层	$Q_1 = 211.83$	m^3/h
表土	$Q_1 = 288$	m^3/h
基岩	$Q_1 = 24$	m^3/h

(2) 各矿段生产能力及企业规模见表1-12-45及表1-12-46。

企业规模

表 1-12-46

船平均小时生产能力	180m ³ /h
船年采矿量	79.15万m ³
船年剥离量	2.5万m ³
船年采剥总量	81.65万m ³
推土机年剥离量	4.05万m ³
企业年采剥总量	85.7万m ³

12.7 采掘船开采主要指标

我国及国外不同斗容采掘船投资、成本、材料消耗等主要技术经济指标参见表1-12-47至表1-12-63。

我国不同斗容采掘船投资

表 1-12-47

省 份	地 区	斗容 (L)	行走方式	造船日期	实际投资 (万元)	制 造 厂 家
黑龙江	林口-穆林、东宁	50	桩柱	1976~1979	63~76	牡丹江矿山修造厂
黑龙江	北沟、汤原	100	桩柱	1981~1983	150~154	齐齐哈尔第一机械厂
吉 林	延 边	100	桩柱	1981	144	延边通用机械厂
吉 林	吉 林	100	桩柱	1982	110	沈阳冶金矿山机械修造厂
黑龙江	黑 河 局	150	桩柱	1975~1982	266~330	沈阳冶金矿山机械修造厂
黑龙江	呼 玛 局	150	桩柱	1975~1976	280~286	哈尔滨重型机械厂
黑龙江	桦 南 局	150	桩柱	1975~1982	247~325	哈尔滨重型机械厂
吉 林	延 边	150	桩柱	1981	235~259	延边通用机械厂、公主岭冶金修造厂
吉 林	琿 春	250	桩柱-锚绳	1967~1968	531~533	大连红旗造船厂
四 川	白 水	300	桩柱-锚绳	1983	800~850	重庆造船厂

我国1970~1983年采掘船主要指标

表 1-12-48

斗 容 (L)	省 份	矿 山	年工作天 数 (d)	日工作小 时数*(h)	生产能力		全矿工班劳动 生产率(m ³)	电 耗 (kWh/m ³)
					m ³ /h	10 ⁴ m ³ /a		
50	黑龙江	罕达汽	180~190	17~20	30~53	12~20	35~50	1.8~2.8
		桦南	200~230	15~17	50~63	16~22	27~50	1.4~2.4
		林口		18~20	66~73	28~30		
		穆林		19~20	60~75	25~32		
100	黑龙江	罕达汽	180~190	17~20	75~93	20~32	50~90	1.4~2.0
		林口			100~112			
		汤原			105~114			
		桦南			100~104			

续表

斗 容 (L)	省 份	矿 山	年工作天数 (d)	日工作小时数* (h)	生 产 能 力		全矿工班劳动生产率 (m ³)	电 耗 (kWh/m ³)
					m ³ /h	10 ⁴ m ³ /a		
100	黑龙江	黑河	190~200	18~19	130~160	47~55	70~150	1.6~2.9
		呼玛	180~190	17~18	90~113	30~40	80~120	2.0~2.8
		桦南	190~200	15~17	130~160	35~50	50~80	1.6~2.5
		杜家河			120~165			2.1~2.6
250	吉林	珲春	230~250	15~17	250~290	100~128	80~110	2.0~2.4

* 包括进船、溜溜、临时停船时间,但珲春金矿和桦南金矿局是纯挖掘时间

我国采掘船劳动定员

表 1-12-49

斗 容 (L)	50	100	150	250	300
操纵工(人/班)	2	2	2	2	2
主驱动工(人/班)	1	1	1	1	1
皮带机工(人/班)	1	1	1	1	1
卷扬机工(人/班)	1	1	1	1	1
溜溜工①(人/班)	2	2	2~4	4~6	—
跳汰机工(人/班)	1	1	1~3	1~2	2~4
摇床工(人/班)	1	2	1~2	2	1~2
精选工(人/班)	1	1	1~2	1~2	—
水泵工(人/班)	1	1	1	1	1
柴油机工(人/班)	—	—	—	—	2
司炉(包括送料工)②(人/班)	1~1.5	1~2	1~2	2~3	2~3
电 工(人/班)	1	1	1	1	1
钳 工(人/班)	1	1	1	1	1
船 长(人/日)	2	2	2	2	2
勤杂工(人/日)	1	1	1	1	1
统计员(人/日)	1	1	1	1	1
岸上工人(人/日)	1	2	2	2	2

①根据溜槽面积和操作形式确定人员,详见表1-12-50。

②晚秋和初冬临时配备人员。

我国采掘船溜槽工定员表

表 1-12-50

溜槽面积 (m ²)	斗 容 (L)					
	<250			>250		
	溜 槽 操 作 形 式					
	自卸	自流	手动	自卸	自流	手动
<120	1	2	2~4	1	2.5	3
121~200	1	3	2~4	1	2.5	3
201~300	1	4	5	1	3	4
301~400	1	5	6	1	4	5
401~550	—	—	—	2	5	6
551~700	—	—	—	2	6	7
>700	—	—	—	2	7	8

苏联采掘船主要指标表

表 1-12-51

船工作地区	斗容 (L)	动力类型	年工作天数 (d)	日工作小时 (h)	生产能力 (矿砂)		劳动生产率 m ³ /工班	电 耗 (kwh/m ³)
					m ³ /h	10 ⁴ m ³ /a		
南乌拉尔	210~250	电	320~350	18~18.5	200~235	120~150	140~160	1.7~1.9
中乌拉尔	150~170	电	235~255	17~18.5	160~180	70~80	110~130	1.8~2.3
	210~250	电	220~245	18.5~19	220~250	90~120	130~160	1.7~2.0
	380	电	240~330	18.5~19.5	420~470	210~270	230~290	1.5~1.7
叶尼塞河	140	蒸汽	230~250	17.5~18.5	65~85	25~33	30~55	0.02~0.03
	200	蒸汽	180~250	17~19	70~100	30~40	30~80	0.025~0.03
	150	电	215~235	18~19.5	130~160	35~66	70~85	1.8~1.9
	250	电	220~250	18~19	220~255	90~115	110~155	2.0~2.4
西伯利亚	150	电	300~320	17.5~18	100~130	55~73	80~100	2.4~4.0
	250	电	300~330	17~18	210~240	100~125	80~110	1.8~2.1
贝加尔湖	210~250	电	215~260	18.5~20	190~240	80~120	160~220	2.1~2.4
勒拿河	210~250	电	190~230	17.5~19	110~170	45~72	60~80	2.9~3.7
	380	电	215~235	17.5~19.5	240~390	220~270	120~160	2.5~2.9
阿尔旦	150	电	200~250	19~20	140~190	55~95	110~130	1.8~2.1
	250	电	200~250	18~20	200~250	80~115	120~160	1.9~2.4
	380	电	240~250	17~18	320~340	130~140	130~150	2.0~2.1
阿穆尔	150	电	175~205	19~20	180~200	65~80	140~185	1.8~2.0
	210~250	电	200~235	18.5~20	210~230	110~145	150~240	1.6~2.3
	380	电	185~200	18.5~19.5	260~300	95~110	180~200	1.2~1.8
海 滨	150	电	230~240	18.5~19.5	160~180	70~85	110~135	1.7~2.2
	210~250	电	210~250	18~19.5	180~220	85~110	110~150	2.1~2.5
	380	电	195~205	18.5~19	370~390	135~145	235~240	2.2~2.3
雅库吉亚	150	电	160~170	19~20.5	90~110	25~35	80~95	3.1~3.4
	210~250	电	160~200	19~21	135~190	50~70	110~150	2.7~3.5
考累玛	210~250	电	140~170	20.5~22.5	190~240	55~82	180~250	2.4~3.7
邱考特卡	250	电	115~135	16.5~20.5	130~185	31~47	100~140	2.6~3.6

苏联采掘船定员表

表 1-12-52

工 种	采 掘 船 动 力 类 型				
	电 动		蒸 气		柴 油
	斗 容 (L)				
	150~380	<150	200	<200	小 型
船长(人/班)	1	1	1	1	1
大副(人/班)	1	—	1	—	1
二副(人/班)	1	1	1	1	1
上甲板司机(人/班)	1	1 ⁽¹⁾	—	—	—
运输机司机(人/班)	1 ⁽²⁾	—	—	—	—
值班电钳工(人/班)	1	—	—	—	—
水手(人/班)	—	1	1	1	1
司炉(人/班)	2~3	1.5~2	2	1~1.5	1~1.5

续表

工 种	采 掘 船 动 力 类 型				
	电 动		蒸 气		柴 油
	斗 容 (L)				
	150~380	<150	200	<200	小 型
清灰工(人/班)	—	—	1 ⁽¹⁾	—	—
选矿工看6台跳汰机(人/班)	1	—	1	—	—
选矿工看6台以上跳汰机(人/班)	2	—	2	—	—
取样工(人/日)	—	1	—	1	1
清溜工 ⁽⁴⁾					
岸上工人(包括电工)(人/日)	3~4	1.5	2~3	1.5	1.5

注: (1) 斗容75~80 L 船配备; (2) 深挖采掘船大于200mm的砾石含量在20%以上时配备; (3) 船上有两台锅炉时配备; (4) 清溜工与表1-12-50定员相同

苏联采掘船零部件寿命表

表 1-12-53

零 件 名 称	工作期限(月)		材 料
	实 际	定 额	
整斗	24~60	32~40	改变伏、铅等元素含量的钢材Г13Л
斗裙	4~12	8~10	改变伏、铅等元素含量的钢材Г13Л
半轴瓦	2~7	9	改变伏、铅等元素含量的钢材Г13Л (高级钢材)
斗销	4~12	12	镍铬钢
整斗下滚筒和轴	12~36	30	Г13Л, 轴-镍铬钢
整斗上滚筒和轴	16~36	36	高碳钢, 轴-镍铬钢
挖斗底板	2~8	9	Г13Л
有孔和无孔筛板	4~16	18	同上或高碳钢
筛筒滚圈	4~9	10	Г13Л
斗架托辊	8~16	18	含钨高碳钢

苏联采掘船主要材料消耗表

表 1-12-54

材料名称	一 艘 船 的 年 消 耗 量 (t)			
	380(L)正常 生产条件下	210 (L)		
		1号	2号	3号
低锰钢	51.9	2.64	5.36	2.76
镍铬钢	6.7	6.35	6.36	7.44
铸 钢	1.5	—	—	—
碳素钢	47.8	53.97	48.87	53.43
铁铸件	3.5	2.19	0.40	0.40
铜铸件	0.3	0.23	0.34	0.40
总 计	111.7	65.38	60.23	64.43

苏联210L采掘船实际材料消耗明细表

表 1-12-55

备 件 名 称	单位重量 (kg)	数 量	总重量 (t)	使用期限(季)		季度消耗 量 (t)
				实 际	企业定额	
挖 斗	1740	120	209	2.5	3	70.0
斗 裙	215	120	25.8	1	1	25.5
半 轴 瓦	17	240	8.15	0.5	0.5	16.3
斗 销	183	120	22	0.5	0.5	44.0
斗架托辊	1144	26	29.7	0.6	1.5	19.7
上 滚 筒	—	1	16.3	2	3	5.3
齿轮衬板	174	6	1.0	0.2	0.3	3.3
滚筒截面和斗耳刮板	14	24	0.35	0.5	0.5	0.7
下 滚 筒	—	1	14.6	3	3	4.9
轮缘边板	58	12	0.7	0.5	0.6	1.4
筒筛, 筒筛液圈	7100	2	14.2	3	4	3.6
筛 板	350	54	18.9	1	2	9.5
主动托辊	2000	1	2	2	2	1.0
辊 座	800	6	4.8	4	4	1.2
主传动柱形齿轮,						
大	6400	2	12.3	4	5	2.6
小	700	2	1.4	2	2	0.7
尾矿上托辊	24	180	4.5	2	2	2.3
尾矿下托辊	80	42	2.5	2.5	3	1.0
筛板螺栓	0.3	2000	0.6	0.5	0.5	1.2
斗裙铆钉	0.8	3600	2.9	1	1	2.9
格 条	全	套	2.5	1	1	0.2
水泵叶轮	30	6	0.18	1	1	0.2
无孔筛板	—	套	8.0	1.5	1.5	6.0
其 它	—	—	—	—	—	12.8
总 计	—	—	—	—	—	239.0

深挖型采掘船备件年消耗量

年消耗量 (t)

备 件 名 称	53500	2	107	4	4	26.8
尾矿堆	—	1	140	5	6	23.4
斗 架	—	1	56	8	8	7.0
尾矿架	—	1	18	3	3	6.0
筒筛骨架	—	—	—	—	—	302.2
总 计	—	—	—	—	—	—

苏联采掘船材料消耗定额明细表

表 1-12-56

一艘船的10万m³挖掘量的消耗量和船的年消耗量 (t)	挖 斗 容 积 (L)				
	深挖型	标 准 挖 深			
		380	380	250	210
平均生产能力(10⁴m³/a)	140	150	100	80	60
高锰钢铸件(Г13Л), 10万m³	3.6	2.5	2.6	3.0	3.2
一艘船	50.5	38.0	28.0	24.0	19.0
高级碳素钢 (铸件), 10万m³	2.1	1.54	1.7	1.9	2.1
一艘船	29.5	30.0	18.7	15.1	12.6

续表

一艘船的10万m³挖掘量的消耗量和船的年消耗量(t)		挖斗容积(L)				
		深挖型	标准挖深			
			380	380	250	210
镍铬钢、铝铬钢, 10万m³		1.4	0.52	0.54	0.63	0.7
一艘船		19.6	7.8	6.0	5.0	4.0
钢材, 1.板钢 10万m³		15.7	1.1	1.4	1.62	1.75
一艘船		22.0	16.5	15.4	13.0	10.5
2.型钢 10万m³		0.6	0.43	0.5	0.68	0.6
一艘船		8.4	6.5	5.5	4.5	3.6
铁丝, 10万m³		0.36	0.31	0.31	0.35	0.33
一艘船		5.0	4.6	3.4	2.8	2.0
尾矿皮带宽800~1200mm A型传动带, 橡皮衬层(上厚6cm)						
衬垫(m²), 10万m³		107	70	73	75	77
一艘船		1500	1050	800	600	480
三角皮带, (m²), 10万m³		9.3	7.0	7.3	9.0	10.0
一艘船		130	105	80	72	60
水龙带(m), 10万m³		14.4	10.0	10.0	12.5	12.5
一艘船		200	150	110	100	75
润滑材料(t), 10万m³		0.6	0.5	0.6	0.7	0.7
一艘船		8.4	7.6	6.6	5.6	4.2
KPII-10电缆, (m), 10万m³		10	6	6	7	8
一艘船		140	90	66	56	46
帆布 (m²), 10万m³		15	10	12	13	13
一艘船						
钢材, 3.棒钢(t) 10万m³		0.3	0.23	0.24	0.25	0.3
一艘船		4.2	3.4	2.6	2.0	1.8
4.底板(t) 10万m³		1.4	0.1	0.1	0.11	0.11
一艘船		2.0	1.5	1.1	0.9	0.60
Г13Л钢或35Г3(材钢)						
钢板 10万m³		1.0	0.8	1.0	1.0	1.2
气管 10万m³		0.19	0.15	0.17	0.17	0.17
一艘船		2.7	2.4	1.9	1.4	1.0
下列材料无缝钢管占60%, 轧材占40%						
钢丝绳, 10万m³		0.7	0.58	0.53	0.62	0.53
一艘船		9.8	8.7	5.8	4.2	3.2
铆钉、螺栓, 10万m³		0.14	0.11	0.13	0.15	0.17
一艘船		2.0	1.6	1.4	1.2	1.0
高级焊条, 10万m³		0.46	0.38	0.4	0.45	0.5
一艘船		6.5	5.6	4.4	3.6	3.0

苏联不同斗容采掘船单位成本比较(%)

表 1-12-57

斗容(L)		380	210	150	100
驱动	电 动	100	140~250	190~300	—
动力	蒸 气	—	—	220~400	300~700

苏联采掘船矿砂单位成本构成表

表 1-13-58

项 目	工资及附加工资	材料费	电 费	修理费及附加费	修理材料费	其它费用	总 计
占总成本(%)	21.2	0.8	19.0	10.0	39.0	10	100

各国采掘船工作指标表

表 1-12-59

指 标	苏 联			美 国	加 拿 大
	乌拉尔	东西伯利亚	马加斯克	阿拉斯加	
年工作天数(d)	320	212~287	149~194	182~145	181
日工作小时数(h)	21	17.1~23.1	20.6	21.6	21.7
一艘船年挖方量($10^4 m^3$)	120	53.2~99.5	44.4~85.0	45.5~116	43.5
日生产能力(m^3/d)	3500	2500~3500	2700~4400	2500~4700	2400
电耗(kwh/h)	1.07~4.3	2.3~3.7	2.0~8.9	1.87	2.05
季节性冻土厚度(m)	1~2	2~3	2.5~4	2.5~4	2.5~3.5
永冻带所占比重(%)		5~10	50~100	50~100	50~100

美国阿拉斯加若干艘电动采掘船工作指标和技术性能表

表 1-12-60

斗容(L)	挖深(m)	平底船尺寸 (长×宽×高)(m)	斗链斗数 (个)	溜槽面积 (m^2)	水泵流量 (m^3/min)	运输长度 (m)	年平均生产能力 ($\times 10^4 m^3/a$)
380	14.4	38×18×3.5	88	420	22.4	36	185
380	21.9	44×18×3.5	112	420	22.4	57	185
150	6.0	25×13×1.8	65	117	7.5	24	52
210	11.4	32×18×2.7	75	416	15	32	116
150	12.0	33×13×2.0	84	100	7.5	30	65
210	8.5	29×15×3.2	66	135	11.2	28.5	116
380	18.0	51×22×3.6	100	445	22.4	33.5	147

美国加利福尼亚采掘船

表 1-12-61

采掘船数(艘)	挖方量 ($10^4 m^3$)	产 量 (kg)	平均实收品位(g/m^3)
25	4240.17	6273.2	0.148
28	4529.57	6026.3	0.133
36	5738.57	7352.2	0.128
40	6032.41	8593.7	0.126
46	7252.89	10044.1	0.138
48	8956.62	11671.7	0.131
47	9306.61	11515.2	0.124
46	10033.27	12905.4	0.129

加拿大电动采掘船工作指标表

表 1-12-62

指 标	斗 容 (L)								
	210	450	450	450	210	210	150	210	100
年工作天数(d)	162	249	225	237	208	195	213	161	51
日工作小时数(h)	22.8	19.3	21.5	21.2	21.6	21.2	22.2	22.2	21.2
年开采小时数(h)	3694	4952	4857	5032	4506	4141	4756	3665	1095
平均生产能力(m^3/h)	55	320	324	266	135	131	63	108	39
年挖方量($\times 10^4 m^3/a$)	20.6	158	156	133.8	60.9	54	30	38	4.2
年停船时间(h)	297	795	568	649	477	482	351	297	136
电耗(kwh/h)	39.1	1.43	1.56	1.98	1.61	1.58	2.15	21.6	5.55

新西兰卡尼莱采掘船1976~1980年平均工作指标及性能表

表 1-12-63

项 目	指 标	项 目	指 标
斗容(L)	570	设计生产能力(m^3/h)	540
斗重(t)	2.8	实际生产能力(m^3/h)	463.92
平底船尺寸,长×宽×高(m)	61×28×3.7	时间利用系数	0.7169
斗架长(m)	49	装满系数	0.7224
斗链斗数(个)	102	电耗(kWh/ m^3)	2.035
同时工作容量(kW)	1460	实收品位(g/ m^3)	0.0604
船安装重量(t)	3780		

第十三章 石材开采

责任编辑单位 苏州非金属矿山设计院

编写人 车胜志

13.1 概 述

13.1.1 石材及其开采特点

大理石、花岗石（统称石材）分布范围广，花色品种多。

通常称谓的大理石、花岗石系天然石材的商品（或工艺）统称，不受岩石学概念的限制。要求具有一定的抗压、抗折强度，易于加工，抛光后光泽度高，颜色鲜艳，花纹美观等。

大理石，一般是指沉积或变质作用生成的碳酸盐类和少部分硅酸盐类岩石。如现已利用的大理石主要有：“杭灰”是石炭纪沉积的灰岩，“红皖螺”是震旦纪沉积的藻礁灰岩，“汉白玉”是白云岩，“雪花白”是下元古界粉子山群中区域变质的白云质大理岩，“丹东绿”是元古界辽河群中混合岩化作用形成的蛇纹石化镁橄榄石砂卡岩。

花岗石，一般是以石英、云母、长石为主要矿物成分的火成岩（或称岩浆岩）。如花岗岩、花岗斑岩、二长花岗岩、闪长岩、辉长岩、正长岩、闪长玢岩、辉绿岩、安山岩、玄武岩。现已利用的主要有：“黑石料”是黑云母二长花岗岩，“田中石”是花岗岩，“泰安绿”是花岗闪长岩，“济南青”是辉长岩，“天黑白点”是角闪花岗岩等。

大理石、花岗石的用途相当广泛，主要用于建筑业，如做高级建筑物室内外墙面、柱面、地面的饰面板材；其次做工艺美术品、石碑、建筑条石、砌块等。此外，有的大理石可做电闸板，人造大理石、水磨石的填充料。有的花岗石可用于化工、机械、造纸、环保、测绘、印染、食品等多种工业部门。如贮酸（碱）槽、电镀（解）槽、印染池、轮碾、纸辊、除尘器、精密机床平台、钳工划线平台、量具、贮酒罐等。

石材矿山的开采特点，在于从矿体中最大限度地采出具有一定规格要求的无裂隙的完整块石——荒料。因此，在布置开采工作面时，应充分利用矿体的节理裂隙；开采时要采用能采出大块荒料的钢索锯石机、链式锯石机、火焰切割机等特制的开采机械切割；爆破采用黑火药、金属燃烧剂等进行控制爆破，禁用硝酸铵、铵油等威力大的炸药爆破，以免产生新的裂隙。

石材开采的特点，决定了在石材矿床地质勘探工作中，要着重对矿石的装饰性能、节理裂隙、溶洞、包裹体、析离体的分布规律，矿体上部的第四纪覆盖层及风化岩的厚度、界限，荒料率等问题进行详细研究。

选择矿床开拓方式、开采方式时，要考虑荒料的规格、起重能力、运输设备在技术上的可能性。

石材开采与一般矿山开采的区别在于主要回采工艺的不同。石材矿山主要回采工艺特点见表1-13-1。

石材矿山主要回采工艺特点

表 1-13-1

工艺及其指标	释 义	工 艺 指 标 的 确 定
荒 料	满足加工饰面板材或工艺美术造型要求的长方体、正方体或其他形状的块石	加工饰面板材的荒料, 最大规格取决于锯切毛坯板的锯机允许的尺寸; 最小规格要满足锯切稳定的要求
荒 料 率 (η)	在一定的开采范围内, 采取的荒料体积与该范围内的原矿体积之比, 以百分数表示	$\eta = \frac{V_2}{V_1} \times 100 (\%)$ 式中 V_1 —原矿体积, m^3 ; V_2 —荒料体积, m^3
理论荒料率 (η_t)	在具有代表性的节理裂隙素描图(水平或垂直的)上计算能成荒料的面积与原矿面积之比(%), 系确定荒料率的依据	$\eta_t = \frac{S_2}{S_1} \times 100 (\%)$ 式中 S_1 —计算范围内原矿面积, m^2 ; S_2 —计算范围内能成荒料面积, m^2
最低荒料率 (η_{min})	在一定的开采范围内, 保证取得一定利润时, 对采出荒料量的最低要求, 系划分石材矿床有无开采价值的指标	$\eta_{min} = \frac{C}{D(1-r)-K_p} \times 100 (\%)$ 式中 C —采剥成本, 元/ m^3 ; D —荒料售价, 元/ m^3 ; r —税率, %; K_p —盈利指标, 元/ m^3
荒料毛坯	外形轮廓尺寸基本符合荒料规格要求, 但有的面凹凸不平、相差较大、尚待修整的块石	
条状块石	从矿体上采出体积大于荒料体积数倍的长条形矿块	
分 割	按荒料规格, 将条状块石分切为荒料或荒料毛坯的工作	
整 形	将荒料毛坯加工成荒料的工作	
采准蟹沟	为安装钢索锯石机工作立柱而开掘的蟹沟	长度按回采矿量保有期考虑, 宽度一般为1.5~2.5m, 深度应大于开采阶段高度0.5~0.8m
荒料不规则系数 (K_1)	荒料体积同荒料验收后的体积之差与荒料体积之比(%), K_1 值与开采技术水平有关, 计算荒料运输量时要考虑该系数	$K_1 = \frac{V_1 - V_2}{V_1} \times 100 (\%)$ 式中 V_1 —荒料体积, m^3 ; V_2 —荒料验收后体积, m^3
板 材 率 (η_b)	每 m^3 荒料加工出成品板材的 m^2 数	$\eta_b = \frac{S_2}{V_1}$ 式中 S_2 —成品板材面积, m^2 ; V_1 —荒料体积, m^3
分 离	从矿体上将条状块石开采下来的工作	

13.1.2 工业要求及性能指标

石材用途相当广泛, 各种工业用途对石材的要求也不同。

13.1.2.1 建筑饰面板材

(1) 在同块板材中, 基底颜色、花纹应协调一致。

表 1-13-2

国内部分大理石的构造特征、矿物成分、物理力学性能

大理石 品种名称	外贸代号	颜色	岩石名称	主要矿物成分	结构特征	体 重 (t/m^3)	抗压强度 $\times 10^5 \text{Pa}$	抗折强度 $\times 10^5 \text{Pa}$	肖氏硬度 (Hs)	磨耗量 (cm^3)	吸水率 (%)	产 地
杭 灰	056	灰色、白花纹	灰 岩	方 解 石	隐晶质结构	2.73	1306	123	63	14.94	0.16	杭 州
红奶油	059	淡粉红色	大理岩	方 解 石	微粒隐晶结构	2.63	670	160	59.6	—	0.15	江苏宜兴
汉白玉	101	乳 白 色	白云岩	方解石、白云石	花岗结构	—	1554	191.2	42	22.50	—	北京房山
丹东绿	217	淡 绿 色	蛇纹石化 砂卡岩	蛇纹石、方解石、 绿帘角闪石	纤维状网格变晶结构	—	892	67.4	47.9	24.5	0.14	丹东市东沟县
雪花白	311	乳 白 色	白云岩	方解石、白云石	中、细粒变晶结构	2.77	817	173	45	24.88	—	山东掖县
花白玉	704	乳 白 色	白云岩	白 云 石	花岗结构	—	1361	122.8	50.9	24.96	—	云南大理
晶 白	028	雪白、白色	大理岩	方 解 石	中、细粒结构	2.74	1049	198	—	—	0.11	湖北黄石
雪 浪	022	白色、灰白色	大理岩	方 解 石	颗粒变晶镶嵌结构	2.72	328	197	38.5	17.5	0.07	同 上
双峰黑	—	黑 色	泥晶灰岩	泥晶方解石，次为 白云石	—	2.68	1204.3	184.5	—	—	0.4	湖南双峰
宝兴白	—	白 色	大理岩	方 解 石	—	2.66	1118	118	—	—	0.23	四川宝兴
皖 绿	—	红棕绿、灰绿	石灰岩	方 解 石	泥晶结构	—	1008	148.3	—	—	0.07	安徽灵璧

注：1. 肖氏硬度、磨耗量指标取自北京一五二厂《建筑石材鉴定报告》。
2. 其余各项资料取自有关地质报告。

(2) 具有良好的加工性能,要有一定的机械强度,在锯切、研磨、抛光、运输时不易破碎。机械强度一般要求如下:

抗压强度: $(700 \sim 1100) \times 10^5 \text{Pa}$

抗折强度: $(60 \sim 160) \times 10^5 \text{Pa}$

国内部分大理石的结构特征、矿物成分、物理力学性能见表1-13-2。

(3) 光泽度高。

(4) 具有良好的耐风化性能。

13.1.2.2 电气绝缘板

电气绝缘板要满足表1-13-3规定的要求。此外要具有良好的可钻性能,不允许有如黄铁矿、磁铁矿等导电杂质。

国内部分大理石电气绝缘板性能见表1-13-4。

对电气绝缘板性能的要求

表 1-13-3

大理石性能	指标	备注
静力抗折强度 ($\times 10^5 \text{Pa}$)	> 80	电源频率50Hz 直流电压500V
吸水率 (%)	< 0.25	
干燥状态下电击穿强度 (kV/mm)	> 2	
吸湿后的体积电阻系数 (Ω/cm)	$> 10^{10}$	

国内部分大理石电气绝缘板性能

表 1-13-4

大理石性能	晶白 (028)	雪花白 (319)
静力抗折强度 ($\times 10^5 \text{Pa}$)	198	125
吸水率 (%)	0.11	—
干燥状态下电击穿强度 (kV/mm)	7.4	2.79~2.82
吸湿后的体积电阻系数 (Ω/cm)	$(1.31 \sim 3.39) \times 10^{10}$	$\Delta 0.1388 \times 10^{10}$
用途	电闸刀底板	电闸刀底板

注△:干燥状态下测得,该指标与表1-13-3有出入,但早已被用户利用。

花岗石主要化学成分

表 1-13-5

主要化学成分	SiO_2	Al_2O_3	K_2O	Na_2O	Fe_2O_3	CaO	MgO
含量 (%)	$> 70 \sim 75$	$> 13 \sim 15$	> 8	< 3	< 0.5	< 0.8	< 0.4

13.1.2.3 工艺美术品

一般要求结构致密、无裂隙、无包裹体、雕刻性能良好并具有一定的机械强度和耐风化的均质石材。同时要求荒料的规格、颜色、花纹及半透明性等应满足工艺美术品造型的需要。

13.1.2.4 耐酸腐蚀材料 (花岗石)

(1) 石英分布及矿物颗粒大小均匀,结构致密、坚硬,云母含量少。耐酸度97.5~98.5%,熔点1610℃,膨胀系数小于 8×10^{-6} 。

表 1-13-6

国内部分花岗石结构特征、物理力学性能及主要化学成分

花岗石 品种名称	外贸代号	颜色	岩石名称	结构特征	物理力学性能				主要化学成分(%)				产地	
					比重 (g/m^3)	抗压强度 ($\times 10^5 \text{Pa}$)	抗折强度 ($\times 10^5 \text{Pa}$)	肖氏硬度 (Hs)	磨耗量 (cm^3)	SiO_2	Al_2O_3	CaO		MgO
白虎洞	151	粉红色	黑云母花岗岩	花岗结构	2.58	1373	92.8	86.5	2.62	72.44	0.43	1.14	0.52	北京昌平
花岗石	304	浅灰、条带状	花岗岩	同上	2.67	2021	157.1	90.0	8.02	70.54	1.53	1.14	0.88	山东日照
花岗石	306	红灰色	花岗岩	同上	2.61	2124	184.0	99.7	2.36	71.38	0.58	0.27	1.57	山东崂山
花岗石	359	灰白色	同上	同上	2.67	1402	144.0	94.6	7.41	66.42	2.73	0.16	0.19	山东牟平
花岗石	431	粉红色	同上	同上	2.58	1192	89.0	89.5	6.38	75.62	0.50	0.53	0.30	广东汕头
笔山石	601	浅灰色	同上	同上	2.73	1804	216.0	97.3	12.18	73.12	0.95	1.31	0.62	福建惠安
田中石	602	灰白色	同上	同上	2.62	1713	171.5	97.8	4.80	72.62	0.20	1.20	0.37	同上
峰白石	603	灰色	黑云母花岗岩	同上	2.62	1956	233.8	103.0	7.33	70.25	1.63	1.63	0.89	同上
厦门白石	605	灰白色	花岗岩	同上	2.61	1698	171.2	91.2	0.31	74.60	—	1.49	0.34	福建厦门
碧石	606	浅红色	黑云母花岗岩	同上	2.61	2142	215.4	94.1	2.93	76.22	0.10	0.90	0.06	福建南安
古山红	607	暗红色	同上	同上	2.68	1670	192.6	101.5	6.57	73.68	1.05	0.58	1.34	福建惠安
大黑白点	614	灰白色	闪长花岗岩	同上	2.62	1036	162.6	87.4	7.53	67.86	0.93	3.15	0.90	福建同安
白石料	658	灰白带黑星	黑云母—长花岗岩	中细粒 花岗结构	2.67	1934	154.0	86	—	73.65	1.97	0.28	2.11	福建福清
麻石	—	浅灰色	—	细粒结构	—	2040	—	—	0.22 (g/cm^3)	64.7	18.00	1.10	—	湖南丁字湾
花岗石	—	肉红色	花岗岩	中粗粒 花岗结构	—	2539.5	194.7	100.8	0.39	72.30	1.50	—	2.19	福建寿宁

注：白云料的指标源于地质报告，其余来自北京一五二《建筑材料鉴定报告》。

(2) 化学成分见表1-13-5。

国内部分花岗石结构特征、物理力学性能及主要化学成分见表1-13-6。

13.1.2.5 综合利用

由于矿体节理裂隙发育及装饰性能不良的影响,在开采中将产生30~70%的碎石,可予充分利用。如经挑选颜色一致的碎石,可加工成各种粒级的“石米”及石粉。为确定其能否做水泥、石灰原料及冶金熔剂,需提供矿石主要化学成分的含量,如表1-13-7所示。

国内部分大理石的主要化学成分

表 1-13-7

大理石品种名称	主 要 化 学 成 分 (%)							
	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Na ₂ O	K ₂ O	MnO
杭 灰	54.33	0.47	1.10	0.48	0.67	0.07	0.07	0.01
红 奶 油	54.92	0.93	0.137	0.14	0.08	0.10	0.02	—
汉 白 玉	39.80	21.73	0.17	0.13	0.19	0.07	0.07	0.01
丹 东 绿	0.84	47.54	31.72	0.34	2.20	0.12	0.07	0.08
雪 花 白	33.35	18.53	3.36	—	0.09	0.03	0.01	0.01
苍 白 玉	32.15	20.13	0.19	0.15	0.04	0.09	0.04	0.02
晶 白	53.53	2.73	0.73	0.10	0.07	0.04	0.03	0.01
雪 浪	54.52	1.75	0.60	0.05	0.03	0.09	0.03	0.01
双 峰 黑	52.10	1.25	2.88	0.70	0.43	K ₂ O + Na ₂ O	=0.16	—
宝 兴 白	55.20	0.095	0.34	0.19	0.27	0.28	0.019	0.044
皖 螺	54.02	0.44	1.18	0.82	0	—	—	—

注:1.雪浪、晶白、杭灰、雪花白的前五项指标源于有关地质报告,后几项指标源于北京一五二厂《建筑石材鉴定报告》;

2.苍白玉的指标源于《建筑石材鉴定报告》;

3.汉白玉前五项指标来自《大理石工作要点》;

4.红奶油、丹东绿的指标源于地质报告。

13.1.3 石材的工业指标与勘探要求

13.1.3.1 工业指标

(1) 石材的装饰性能、荒料的最大最小规格及各种规格的比例。

(2) 最低荒料率。

(3) 最低可采厚度,薄层矿体与厚层(或巨厚层)矿体要区别对待,前者需考虑单层矿体的最小厚度。

13.1.3.2 石材矿床地质勘探程度的一般要求

石材矿床一般裸露地表,在地质勘探(或详查评价)阶段,对矿床的地表部分或浅部,应用工程进行系统控制,详细研究矿石品种质量及地质构造特征。在石材矿床地质勘探规范尚未编制前,原则上要遵循《非金属矿床地质勘探规范总则》的要求。此外,根据石材矿床的开采特点,对下列问题要详细进行研究。

(1) 评价石材的装饰性能。装饰性能如何是决定矿床或矿段有无开采价值的重要因素之一。一般在同一矿区同一矿体中的不同矿段,由于含杂质成分不同,数量不等,其颜色花纹不尽一致,但只要有一定的数量且比较稳定,即可能具有开采价值。在地质勘探中,应控制和圈定矿体(层)的形态、产状、规模和空间位置,查明矿石品种质量,找出

其规律性及影响装饰性能的因素。

评价石材装饰性能的优劣,主要借助人们的肉眼进行类比鉴定。“标准样板”荒料的颜色深浅、花纹、晶体颗粒大小分布要求协调一致,不得有裂隙、明显的色斑、铁锈及其他坚硬杂质。“标准样板”由产品用户、地质、设计、生产筹建及主管部门等有关单位共同协商确定,即在同一个矿区选择已出售或将要出售的各品级的板材做“标准样板”。鉴定时,将各品种有代表性的矿样磨光与“标准样板”对比,一致的即为有用矿种,研究其分布规律,以此作为圈定矿体和划分石材品种的主要依据,并按品种计算工业储量及其所占比例。

(2) 查明破坏矿体(层)的较大断层、破碎带、褶皱的规模、性质、产状及分布规律,断层的断距,对矿体(层)的破坏程度及破碎带对矿石质量的影响情况。同时还需查明矿区内岩溶的分布、规模、有无充填物及含水性等,指出分布规律及对石材开采的影响。

(3) 详细研究并查明矿体(层)的节理裂隙。节理裂隙的分布规律对选择矿床的开采工艺、工作面布置及推进方向、确定荒料规格及荒料率具有决定性的意义。因此,必须查明节理裂隙的成因、性质、产状、规模、密度、充填物的分布规律和发育程度,并选择有代表性的地段(天然露头或人工露头),每种矿石类型最好选三个以上地段绘制节理裂隙素描图,统计并计算裂隙率。裂隙率一般分线裂隙率和面裂隙率,其表达式为:

$$\text{线裂隙率} = \frac{\text{统计范围内节理裂隙条数}}{\text{统计范围内的面积 (m}^2\text{)}}$$

$$\text{面裂隙率} = \frac{\text{统计范围内节理裂隙的面积 (m}^2\text{)}}{\text{统计范围内的面积 (m}^2\text{)}}$$

应指出主节理裂隙的方向、裂隙间距、倾角,编制有关节理裂隙图表。确定理论荒料率,最大、最小的荒料规格及各种规格荒料所占的比例,推荐开采荒料率指标。阐明节理裂隙对石材开采、荒料规格及荒料率的影响。在有条件的矿区,应选择有代表性的矿段进行试采,对荒料率等指标予以验证,同时对采用的荒料进行加工,测定板材率、电气绝缘性能、抗冻性能等各项指标。

国内部分石材的荒料率、板材率见表1-13-8。

国内部分石材的荒料率及板材率

表 1-13-8

矿 山 名 称	理论荒料率 (%)	设计荒料率 (%)	实际荒料率 (%)	板 材 率 (m ² /m ³)
黄石大理石矿	66.7	20	20~25	17
潼关大理石矿	—	20	7~20.5	17
宜兴大理石矿	—	30	20	17~22
杭州大理石矿	—	30	20	14
东阿大理石矿	66.3	—	19.6~31.4	15~16.5
掖县大理石矿	82.5	30	30~35	20, 30 (薄板)
福清花岗石矿	50~55	35	—	—
寿宁花岗石矿	45.2~45.6	35	—	—

注:1. 板材率除注明薄板(厚7~10mm)外,均为标准板(厚20mm);

2. 荒料率指标(苏联):成块性很差的矿床,荒料率为10~20%;成块性差的矿床,荒料率20~40%;成块性好的矿床,荒料率40~60%;

3. 宜兴的实际荒料率系上部110m水平以上,1984年第一季度的资料。

(4) 控制和圈定矿体(层)上部风化带和覆盖层的厚度、分布规律,并确定其界限,为矿山开采确定剥离工程量提供依据。

(5) 查明各品种矿石的矿物成分、化学成分及结构构造。除测定矿石、围岩的一般物理力学性能指标、矿石的化学成分外,还要测定矿石的磨耗量、抗冻性、吸水率、电气绝缘、光泽度、放射性能指标。花岗石还需测定耐酸、耐碱度、熔点及膨胀系数。

(6) 查明矿体内部的夹石、包裹体、色浅、色斑、析离体(俗称石蛋,其矿物成分含量与矿体的同类成分含量不同,颜色也不同),燧石结核(俗称钉,其硬度比矿体的硬度大得多,不利于石材加工)的大小、分布规律及其对石材制品质量的影响。

(7) 对开采荒料时产生的废石,应进行综合利用评价,提供综合利用的必要资料,指明综合利用的方向。

(8) 研究和查明矿床水文地质特征,提供有关矿床水文地质资料,并对矿床水文地质条件进行评述,提供水源地的水量及水质分析报告单。

13.1.3.3 勘探工程密度

目前,进行过正规地质勘探的石材矿床较少,采用的勘探工程密度不尽一致,现在尚无矿山开采资料进行验证。现将已勘探的各类型矿床所采用的工程密度及相应的储量级别列表如下,供参考。见表1-13-9及表1-13-10。

我国部分花岗石矿的勘探工程间距

表 1-13-9

矿床名称	矿体规模		工程间距 (m)			
	长度 (m)	厚度 (m)	工程性质	B 级	C 级	D 级
广东饶平花岗石矿	800	680	钻孔勘探间距		200	
			风化层钻孔网度		200×50	
福建福清花岗石矿	1200	220~440	地表		100~200	

13.2 矿山规模划分与生产能力确定

13.2.1 矿山规模及服务年限

根据国家计委计字[1978]234号文附件三《关于基本建设项目大、中、小型划分标准》规定:总投资800万元以下,采剥总量50万吨以下者,属小型矿山。石材矿山属此类。

根据每年生产荒料的数量将石材矿山划分为三级,见表1-13-11。我国部分石材矿山的设计规模及服务年限见表1-13-12。

13.2.2 矿山工作制度

机械化水平较高的石材矿山,多采用连续工作制。采用间断工作制的矿山,其主要生产工艺如锯石、钻孔作业,每日宜采用2~3班,每班8小时。有特殊情况的矿山,每日一班。我国部分石材矿山的工作制度见表1-13-13。

表 1-13-10

我國部分大理石矿的勘探工程间距、采样间距及采样规格

矿床名称	成因类型	矿体规模		工程间距 (m)				采样间距 (m)	采样规格 (mm)
		长度 (m)	厚度 (m)	工程性质	B 级	C 级	D 级		
宜兴大理石矿	海相沉积变质碳酸盐矿床	主矿体 480 呈层状	250 (平均)	勘探线间距 钻孔间距 沿走向、倾斜外推		100 150	200 200 50	3~5 (钻孔) 10~20 (地表)	不小于 80×60
杭州大理石矿	沉积灰岩矿床	1600 呈层状	主矿体 35	槽 (主矿体) 槽 (次矿体) 推 深		110~180 240~430 150			
掖县大理石矿	区域变质大理石	2650 呈层状	182	槽 推 深		200 50	由 C ₁ 下推 20	5 (地表)	大样: 400×400 600×400 300×300 中样: 120×60 小样: 80×60
东沟大理石矿	混合岩蛇纹石化 铁质砂卡岩	40~290 扁豆状, 囊 状透镜体	最小 2~5 最大 15~65	沿走向孔距 沿倾向孔距 孔 深		40~50 35~50 35~50		5 (钻孔)	φ130 φ91 φ75
通关大理石矿	区域变质大理岩	557 呈层状	最大 108	槽 (地表) 水平钻 (深部) 推 深		<180 <150	<150		
黄石大理石矿	接触变质层状			勘探网度 勘探网度	100×90	100×120			

石材矿山规模等级及服务年限

表 1-13-11

矿山规模等级	年产荒料量 (m ³)	服务年限 (a)
I	5000以上	25以上
II	2000~5000	20~25
III	500~2000	15~20

部分石材矿山设计规模及服务年限

表 1-13-12

矿山名称	矿山规模 (m ³ /a)	服务年限 (a)
宜兴大理石矿	7000	32
潼关大理石矿	1176	21
黄石大理石矿	2940	27
掖县大理石矿	7000	21
福清花岗石矿	8000	25

部分石材矿山的工作制度

表 1-13-13

矿山名称	工作制度	年工作日 (d)	日工作班次 (班)	备 注
宜兴大理石矿	连续工作制	320	3	冰冻期较长
潼关大理石矿	间断工作制	250	3	
黄石大理石矿	间断工作制	294	3	
掖县大理石矿	间断工作制	270	2	冰冻期较长
福清花岗石矿	间断工作制	260	1	

13.2.3 矿山生产能力计算

13.2.3.1 矿山采剥生产能力计算

$$A = \frac{Q(1+k)(1+n)}{\eta} \quad \text{或} \quad A = \frac{Q_1(1+k)(1+n)}{\eta\eta_b} \quad (1-14-1)$$

式中 A ——矿山年生产能力, m³/a;
 Q ——国家或用户需生产的荒料量, m³/a;
 Q_1 ——国家或用户需生产的板材量, m³/a;
 k ——吊装运输损失系数, 1~2%;
 n ——平均生产剥采比, m³/m³;
 η ——荒料率, %;
 η_b ——板材率, m²/m³。

13.2.3.2 荒料生产能力计算

荒料的生产能力主要依据国家或用户的需要而定, 然后按矿产资源及开采技术条件验证其可能性。若主管部门只提出板材的需要量, 其荒料的生产能力用下式计算:

$$A_k = \frac{Q_1}{\eta_b} \quad (1-13-13)$$

式中 A_k ——荒料的生产能力, m^3/a 。

13.3 矿床开拓运输

我国石材矿产资源丰富,多位于侵蚀基准面以上。有的矿体虽位于侵蚀基准面以下,但覆盖层不厚。因此,我国现有的石材矿山均采用露天开采。

石材矿床开拓,应考虑矿床的赋存条件、地形、荒料规格、吊装运输设备在技术上的可能性等各种因素。

13.3.1 公路开拓汽车运输

此开拓方式适用于覆盖层不厚的缓倾斜矿体,开采深度不大、荒料规格较大的矿山,公路选线原则及计算方法见开拓运输章。

为确保运输安全及荒料不受损坏,运输荒料的汽车应选用载重静车。

国内部分石材矿山汽车运输开拓的主要技术特征见表1-13-14。

国内部分石材矿山汽车运输开拓的主要技术特征

表 1-13-14

项 目	宜兴大理石矿	潼关大理石矿	黄石大理石矿	掖县大理石矿	福清花岗石矿
荒料产量(m^3/a)	7000	1176	2940	7000	8000
采剥总量(m^3/a)	27480	7780	20740	26824	23377
露天矿类型	山坡型	山坡型	山坡型	山坡、凹陷型	山坡型
山顶标高(m)	122	1020	177	212	63
出入沟标高(m)	80	972	90	181	66、54
采石场底标高(m)	85	972	114	163	54
工作面推进方向	向下盘推进	向下盘推进	向下盘推进	向下盘推进	由北向南
公路布置方向	直进式	同 左	同 左	同 左	同 左
汽车型号及数量	8t载重车 2台; QD351型 7t自卸车 2台	SH161型 15t载重车 1台; CA-40型 3.5t自卸车 3台	SH161型 15t载重车 1台; QD351型 7t自卸车 3台	SH161型 15t载重车 2台; 日本尼桑 8t车 2台	ZY162型 18t汽车 2台; FQ-140L型自卸汽车 2台

宜兴大理石矿为山坡型露天矿,采用公路开拓汽车运输。其开拓系统见图1-13-1。

13.3.2 汽车运输与桅杆式起重机联合开拓

此开拓方式适用于覆盖层不厚、开采深度较大的急倾斜矿体。

13.3.2.1 山坡型露天矿

上部水平采用汽车运输开拓,汽车可直接进入剥离和采矿工作面。阶段高度可按桅杆式起重机的允许高度确定。见表1-13-15。

掖县大理石矿属山坡型露天矿。如图1-13-2所示,该矿两个采区均采用这种开拓方式,分别在第一采区的 181m水平和第二采区的 193m水平的矿体上盘境界外平整一块场

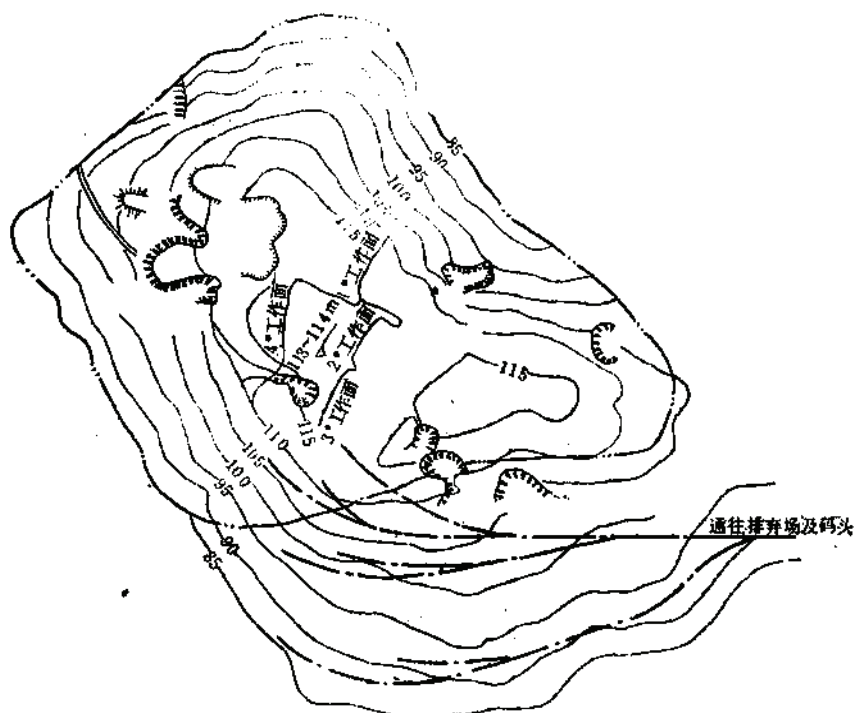


图 1-13-1 宜兴大理石矿开拓系统

桅杆式起重机允许阶段高度工作深度

表 1-13-15

桅杆式起重机 型 号	最大起重量 (t)	起重臂长 (m)	站立水平以上 允许阶段高度 (m)	站立水平以下 工作深度 (m)	生 产 厂
DD20T (电动)	20	16	14	65	意大利贝尔格里 尼公司
DS20T (柴油)		40	35		
DD30T (电动)	25	16	14	65	意大利贝尔格里 尼公司
DS30T (柴油)		40	35		

注：允许阶段高度的确定，以起重臂与地面的夹角为75°时，吊起最大荒料不撞起重臂为依据。

地，安装桅杆起重机。汽车直接进入181m、193m水平的采矿、剥离工作面，该两个水平以上的荒料由桅杆式起重机吊起装入载重汽车，废石由前装机直接装入自卸汽车。开采181m、193m以下的矿体，用无沟开拓。荒料由起重机提升到181m或193m水平。装入载重汽车运到荒料堆场；废石由前装机装入侧卸式料斗（见图1-13-3），再用桅杆式起重机吊起提升至181m或193m水平卸入自卸汽车，运到综合利用车间或排弃场。

福清花岗岩矿属山坡露天矿，也采用这种开拓方式，其开拓系统见图1-13-4。

13.3.2.2 凹陷型露天矿

浅部的剥离阶段采用汽车运输开拓，汽车直接进入工作面。剥离阶段以下各采矿水平采用无沟开拓，汽车不进入工作面，荒料和废石均由桅杆式起重机提升到上部的剥离水平，装入载重汽车或自卸汽车。广东某大理石矿即属凹陷型露天矿，地表至42m水平（第

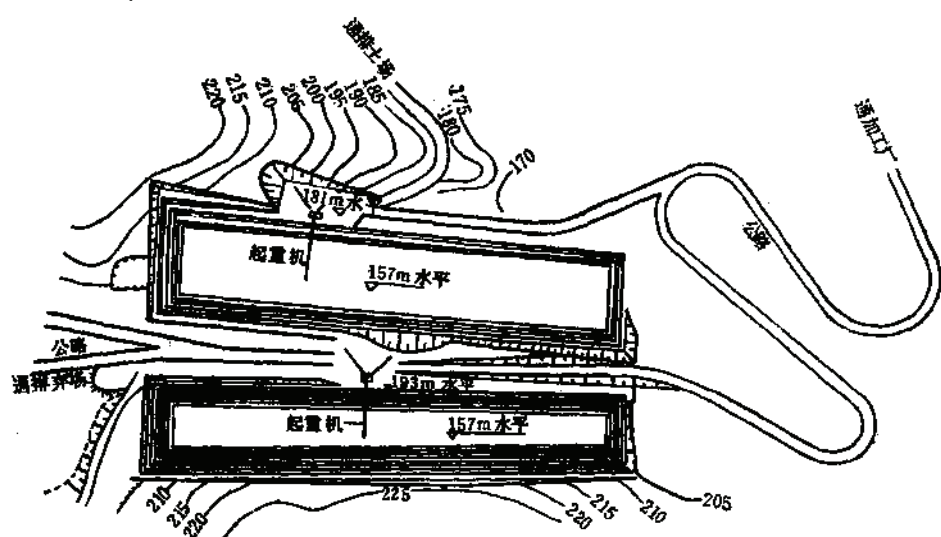


图 1-13-2 掖县大理石矿开拓系统

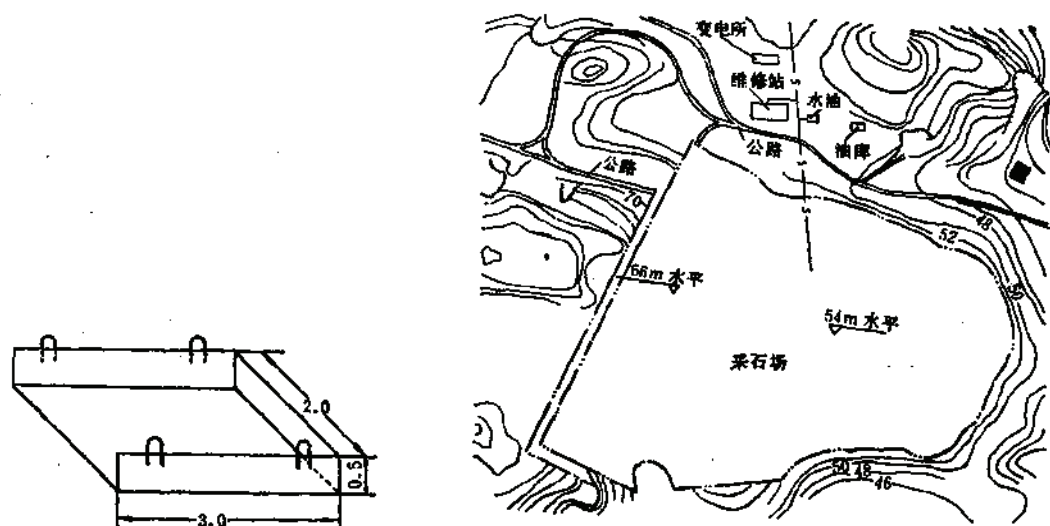


图 1-13-3 侧卸式料斗

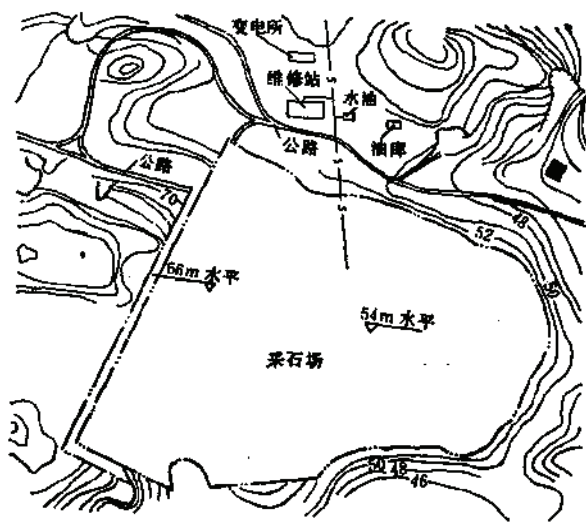


图 1-13-4 福清花岗石矿开拓系统

四系覆盖层及风化带)为剥离阶段,采用汽车运输开拓,平均阶段高度为14m,汽车直接进入工作面。42m水平至采石场底部0m水平为采矿阶段,采用无沟开拓,桅杆起重机安装在42m水平,荒料由桅杆式起重机提升到42m水平,装入载重汽车;废石用前装机装入侧卸式料斗(见图1-13-3),再用桅杆式起重机提升到42m水平,卸入自卸汽车,运到综合利用车间或排弃场。

这种开拓方式的优点是矿床开拓与工作面的准备工作可同时进行,开拓工程量、扩帮工程量小,采矿工作面投产快,运输成本低。其缺点是多个水平同时工作,工作组织较复杂。

广东某凹陷大理石矿开拓系统见图1-13-5。

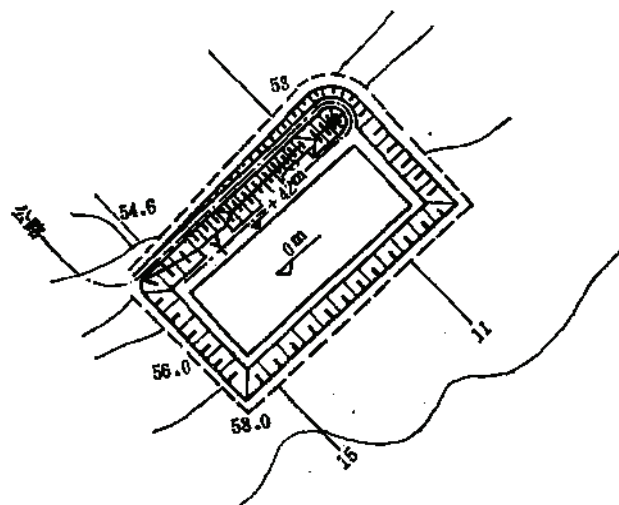


图 1-13-5 某大理石矿开拓系统

13.3.3 斜坡卷扬台车运输开拓

适用于矿体露头与地平面比较高较大、矿山规模较小的急倾斜矿体，以及地质条件复杂、采用汽车运输开拓困难的矿山。

斜坡卷扬机道的布置原则及计算方法与斜坡串车相同,但因荒料规格及重量较大,为确保提升运输平稳,卷扬机道倾角不得大于 40° 。其轨距一般为 $1435\sim 2000\text{mm}$ 。为保证台车运输的安全,卷扬机道上必须安装阻车器。

这种开拓方式具有掘沟工程量小、开拓时间短的优点。其缺点是荒料、废石由水平运输设备上转到斜坡卷扬上时需倒装,起重设备增加,生产管理较为复杂。

13.3.4 架空索道式起重机运输开拓

当矿区地形复杂、山高坡陡、地形高差较大、矿山规模较小、采用汽车运输和斜坡卷扬运输开拓工程量太大的矿山，宜采用该开拓方式。

宝兴县大理石矿即采用固定式架空索道起重机运输开拓。主要技术性能见表1-13-16。

宝兴索道式起重机技术性能

表 1-13-16

项 目	指 标	备 注
线路平距 (m)	440	约4.5t 荒料高承载索间距
线路高差 (m)	213	
线路斜长 (m)	489	
线路倾角 (°)	25°49'52"	
向下运输荒料最大块度(m³)	1.5	
承载索最大使用拉力 (t)	68	
最大提升高度 (m)	50	
牵引电机功率 (kW)	95	
起重电机功率 (kW)	45	

13.4 采剥工作

13.4.1 剥离工作方式

为采出大块荒料,使矿体不产生新的裂隙,剥离爆破时应采用威力小的炸药,如黑火药或金属燃烧剂等进行控制爆破。

在具有锯石机的石材矿山,爆破前,预先在剥离层底部的适当位置,用锯石机切割一条水平锯口,以隔断上部爆破时产生的震动波向下传导,确保锯口下部矿体不产生新的裂隙。

水平锯切割后,用凿岩机在锯口上部的剥离层内打炮眼,炮眼底至锯口的距离控制在20cm左右(不具备锯石机的矿山,炮眼底至较好矿体的距离控制在0.3~0.5m左右),然后在炮眼内装适量的黑火药或金属燃烧剂,将剥离层的废石破碎,以便装车。

根据剥离量的大小,剥离工作面距排弃场的远近,装、运剥离物的工作,采用人工装运或机械装运。

13.4.1.1 人工装运

生产规模较小、剥离量不大、剥离工作面距排弃场不远的矿山,剥离工作可采用人工装手推车或窄轨矿车。人力运输车的载重量一般不超过一吨。人工装运的每人班的平均生产定额见表1-13-17。

人工装运的平均生产定额

表 1-13-17

运 距 (m)	装、运各工序消耗工时 (min)					一班内纯工作时间 (min)	工班定额 (t)
	二人装车	往返一次时间	卸 车	等 车	小 计		
30~50	8	2.22	1	1.5	12.72	390	15.4
50~100	8	3.67	1	1.5	14.17	390	13.8
100~150	8	5.95	1	1.5	16.45	390	11.8
150~200	8	8.33	1	1.5	18.83	390	10.4
200~250	8	9.37	1	1.5	19.87	390	9.8
250~300	8	10.17	1	1.5	20.67	390	9.4
300~350	8	12.33	1	1.5	22.83	390	8.5
350~400	8	13.83	1	1.5	24.37	390	8.0
400~450	8	15.73	1	1.5	26.23	390	7.4
450~500	8	17.60	1	1.5	28.10	390	6.9

注:采用表中定额条件:

1. 废石块度<400mm;

2. 装车距离不超过2~3m。若装车距离为4m,定额降低10%;装车距离在5~6m时,定额降低30%。

13.4.1.2 机械装运

生产规模较大、剥离量较大、剥离工作面与排弃场距离较远的矿山,可采用机械装载、汽车运输。目前多采用轮胎式装载机和3.5t或7t自卸汽车。

13.4.2 工作线方向的确定与工作面布置

13.4.2.1 工作线方向的确定

为提高荒料率,在确定工作线方向及布置工作面时,应研究地质报告提供的节理裂隙的成因、产状及其分布规律资料,找出主节理裂隙方向,并加以充分利用。当节理裂隙分布较理想时,按下述原则确定:

- (1) 当矿区具有一组节理裂隙时,其工作线应垂直该组节理裂隙的走向;
- (2) 当矿区具有两组节理裂隙,且其方向近于呈直角时,工作线应垂直于倾角比较小的那组节理裂隙方向;
- (3) 当矿区具有三组或三组以上节理裂隙时,应利用节理裂隙方向近于垂直的那两组节理裂隙,其工作线亦应垂直于倾角比较小的那组节理裂隙。

13.4.2.2 工作面布置

通常,工作线方向确定后,开采工作面沿工作线方向依次布置。当工作面被揭露后,发现节理裂隙的实际分布情况与地质报告提供的资料有出入,可将原工作线方向按节理裂隙的实际情况作适当调整。当汽车不进入工作面时,可采用与矿体自然倾角($<20^\circ$)一致的倾斜工作平台,而不掘成水平工作平台,这是提高荒料率的有效途径之一。意大利某些采石场即如此。

13.4.3 新水平准备与采准堑沟开掘

13.4.3.1 新水平准备

(1) 不具备桅杆式起重机的石材矿山,运输设备应进入每个运输水平。此时,新水平准备工作首先是开掘入车沟,入车沟应掘在矿体质量差的部位。其次是在矿体上开掘采准堑沟,原则上每隔 $10\sim 20\text{m}$ 切割一条采准堑沟,用于安装锯石机的辅助设备,建立初始工作面。

(2) 具备桅杆式起重机的石材矿山,运输设备可不进入分阶段的采矿和剥离工作面,这时,分阶段的新水平准备工作不是掘入车沟,而是开掘采准堑沟。

山坡露天矿,新水平准备工作可以从端部开始,即沿山坡开掘一条单壁堑沟,将山坡的风化层的土岩清除后,即可安装钢索锯石机的工作立柱,然后每隔 $10\sim 20\text{m}$ 切割采准堑沟。

凹陷型露天矿,新水平准备工作可在矿体质量差的部位开掘一个边长 $10\sim 20\text{m}$ 的正方形采坑,其深度为分阶段的高度,然后,按需要扩大某几个面,形成正常的开采工作面。

掖县大理石矿从意大利引进了比较先进的开采设备,具有两台桅杆式起重机,其新水平的准备工作,是在桅杆起重机工作范围内选择矿体比较破碎或脉岩集中的位置,垂直向下开掘 $10\text{m}\times 10\text{m}$ 、深为 6m 的采坑,即为新水平的初始开采工作面。

13.4.3.2 采准堑沟开掘

为安装普通钢索锯石机的工作立柱,应垂直工作线,每隔 $10\sim 20\text{m}$ 开掘一条采准堑沟,其长度按回采矿量保有期确定,宽度一般为 $1.5\sim 2\text{m}$,深度应大于分阶段高度的 $0.3\sim 0.5\text{m}$ 。采准堑沟开掘方法如下:

- (1) 利用大的自然节理裂隙(将其充填物清除),若裂隙宽度不符合要求,则用控

制爆破加以扩大。

(2) 利用MPH220/320型多用钻机与普通钢索锯石机联合切割, 见图1-13-6。多用钻机技术性能见本卷附录1。

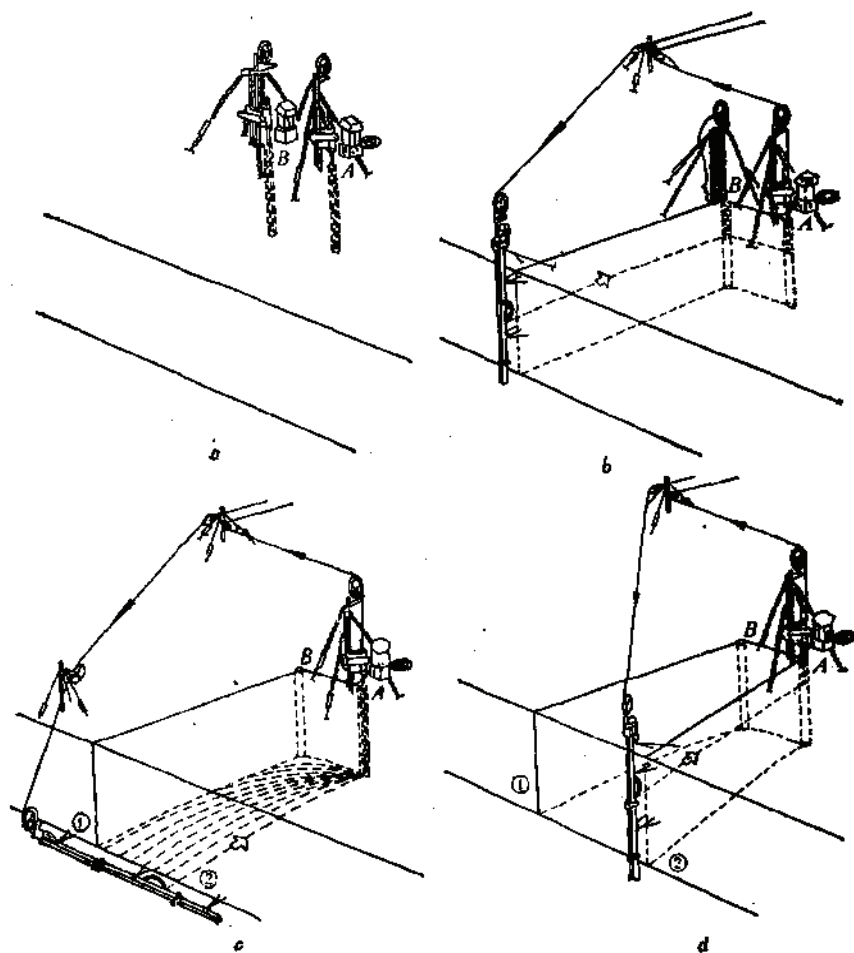


图 1-13-6 MPH220/320型多用钻机与普通钢索锯石机联合切割采准堑沟

图1-13-6中之a系在预切的采准堑沟终端钻两个孔; b表示成直角地切割两个垂直豁口, 钢丝绳从锯石机引到钻机A绳轮, 绕到B的旋转圆盘, 再绕到外部的立柱, 引回到锯石机, 构成闭合回路, 按设计要求, 两面同时向下切割到底; c表示移开钻机B, 将外部工作立柱摆平, 砂水由①处供给, 将钢丝绳慢慢地从A绳轮绕到外部水平工作立柱的绳轮, 然后从B处开始作圆弧形以至成扇形切割, 当水平工作立柱绳轮从①移到②位置时, 水平切割结束; d表示钻机A和外部工作立柱之间进行垂直切割, 到底时结束。

(3) 利用025型多用钻机和015型导向切割立柱与普通钢索锯石机联合切割“V”形采准堑沟, 即先切割一个长10m、宽2m、高3~5m的“V”形采准堑沟。其方法是: 先用025型多用钻机在“V”形尖端钻直径为205~240mm的钻孔, 然后在钻孔内放入装有导向压绳轮的015型导向切割立柱, 外部则用普通钢索锯石机用的工作立柱。最后引入锯石

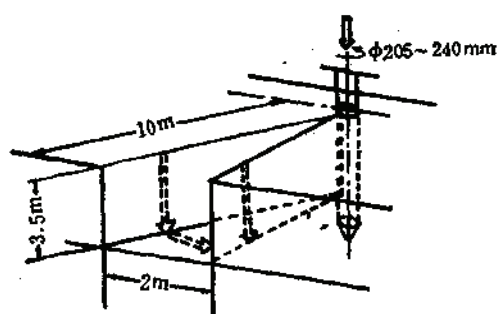


图 1-13-7 025型多用钻机、015型导向切割立柱与普通钢索锯石机联合切割“V”形标准垂沟

钢丝绳，即可进行切割作业，见图1-13-7。

HDM-025型多用钻机技术性能及 HCM型导向切割立柱的技术性能见本卷附录 1。

此外，意大利贝尔格里尼机械公司生产一种UTA-300型自动降刀工作立柱，其作用与 HCM-015 型液压切割立柱基本相同。UTA-300 型导向切割立柱技术性能见本卷附录 1。

13.4.4 开采要素

13.4.4.1 阶段和分阶段高度

1. 阶段高度

阶段高度主要与起重设备技术性能及运输设备类型有关，见表1-13-18。

阶段高度

表 1-13-18

起重设备类型		阶段高度 (m)	备 注
W- $\frac{1001}{1002}$ 型履带式起重机		< 6	最大起重量 15 t
轮胎式起重机	起重 8 ~ 16 t	< 5	
	起重 5 t	< 4	
桅杆式起重机	站立水平以上	35	系意大利贝尔格里尼公司产品 DD、DS型
	站立水平以下	40 ~ 65	

2. 分阶段高度

分阶段高度一般以矿体的节理裂隙、开采设备技术性能、荒料最大规格等因素综合考虑。若矿体水平节理裂隙比较发育，也可作为划分分阶段的依据。为提高荒料率，在条件允许的情况下，应尽量加大分阶段高度，分阶段高度见表1-13-19。

13.4.4.2 阶段坡面角

阶段坡面角一般为90°，在设有分阶段时，每个分阶段坡面角亦均为90°。

13.4.4.3 工作面与工作线长度

工作面与工作线长度因选用的回采工艺及设备不同而有所不同，可根据表 1-13-20 选定，工作线长度实例见表1-13-21。

分 阶 段 高 度

表 1-13-19

设 备 名 称	分 阶 段 高 度 (m)
金刚石串珠钢索锯石机	5~10
普通钢索锯石机	2~6
圆盘式锯石机	0.4~1.0
链臂式锯石机	1~3

工作面与工作线长度 (m)

表 1-13-20

项 目	工 作 面	工 作 线
人工开采	5~15	15~60
钢索锯石机开采	10~20	20~80
链臂(或圆盘)式锯石机开采	100~200	100~200
凿岩爆破与打楔或火焰切割机联合开采	15~20	45~100

部分石材矿山开采要素

表 1-13-21

矿山名称	作 业 条 件		硬度 系数 (f)	阶段 高度 (m)	最小工 作平台 宽度 (m)	工作阶 段坡面 角 (°)	采掘推 进方向	工作线 长度 (m)	采准掘沟 规 格 (m)	备 注
	装 载	运 输								
宜兴县 大理石矿	荒料: 履带式起重机 废石: 1.7m ³ 前装机	8t 载重汽车 7t 载重汽车	7~8	5	20	90	向下盘 推进	40	长20 宽20 深2.5~5	分阶段高度 1.2、1.3、 1.7m不等
黄 石 大理石矿	荒料: 履带式起重机 废石: 2m ³ 前装机	15t 载重汽车 3.5t 自卸汽车	7~8	6	20	90	向下盘 推进	40	长20 宽1.5 深2.5	分阶段高度 2m
潼 关 大理石矿	荒料: 履带式起重机 废石: 2m ³ 前装机	15t 载重汽车 3.5t 自卸汽车	12~13	6	20	90	向下盘 推进	40	长20 宽1.5 深2.5	分阶段高度 2m
掖 县 大理石矿	荒料: 桅杆式起重机 废石: 前装机	15t 载重汽车 7t 自卸汽车	8~10	6	20	90	向下盘 推进	80		
福 清 花岗石矿	荒料: 桅杆式起重机 废石: 前装机	18t 载重汽车(日野) 东风5t自卸汽车	18~19	12	18	90	由北向 南推进	100		分阶段高度 3m

注: 除宜兴县大理石矿系实际资料外, 余者均为设计资料。

13.4.4.4 最小工作平台宽度、分阶段最小工作平台宽度

- (1) 最小工作平台宽度系根据起重、运输设备的作业条件确定, 一般为20~25m。
- (2) 分阶段最小工作平台宽度一般为分阶段高度加2m整形作业平台的宽度

13.5 回采工艺

矿石(荒料)的回采工艺包括:

- (1) 从矿体上分离出条状块石;
- (2) 将块石分割成荒料毛坯或荒料;
- (3) 将荒料毛坯修整为荒料;
- (4) 荒料的吊运;
- (5) 碎石(综合利用部分)装运(包括废石排弃)。

13.5.1 打楔分离

13.5.1.1 楔子分离

若石材矿体的节理裂隙比较发育,又有规律,可将铁楔直接打入裂隙或楔眼里,使条状块石从矿体上分离开。

13.5.1.2 钻孔打楔分离

当矿体坚硬,节理裂隙比较发育,又无一定规律,以及设备、电源困难的小型矿山,可采用人工打眼;设备、电源条件好的矿山,可采用凿岩机钻眼。钻眼间距 $10\sim 20\text{cm}$,眼深为条状块石高度的 0.8 倍。钻眼打好后,将铁楔放入钻眼内并锤击,借助铁楔的挤胀力将钻眼之间的间壁断开,使条状块石与矿体分离。使用的楔子规格见表1-13-22。所用楔子有扁平楔、角锥形楔(图1-13-8)及复合楔(图1-13-9)之分。

楔子规格表

表 1-13-22

楔子名称	长 (mm)	宽 (mm)	厚 (mm)	备 注
扁平楔子	180~470	40~130	20~30 上厚下薄	适于开采节理面明显和规则的矿体,为防卡住楔子,在宽的方向侧面做得稍凸些
角锥形楔子	150~580		25~50	适于开采节理不明显,不规则的矿体
复合楔子	180~1000	上端 30~40 下端 20~30	25~30 上厚下薄	由楔子和两个半圆形铁制扩张器组成。扩张器上薄下厚,上端宽25mm,下端宽16mm左右

13.5.1.3 钻眼与劈裂器联合分离

液压劈裂器亦称机械楔,是比较新型的打楔机具。回采时,先用凿岩机钻排眼,眼距为 $10\sim 20\text{cm}$,眼深为条状块石高度的 0.8 倍。钻眼打好后,将液压劈裂器插入钻眼内,使条状块石从矿体上分离。液压劈裂器技术性能见本卷附录1。

钻眼打楔开采法的优点:能最大限度地利用节理裂隙,降低能耗,对矿体赋存条件适应性强,工作简单,成本低。其缺点是在均质坚硬矿体中使用困难,分解出的荒料毛坯各面极不平整,整形工作量大,因此开采效率低,此外劳动强度大,矿山规模较大时只能做

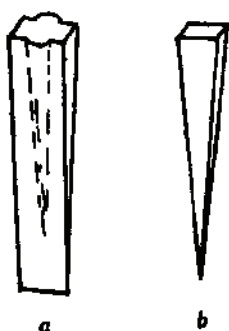


图 1-13-8 扁平与角锥楔
a—扁平楔；b—角锥形楔

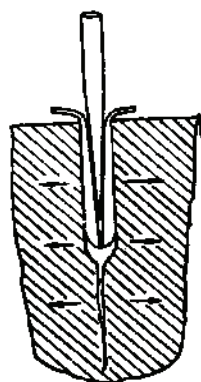


图 1-13-9 复合楔

些辅助开采工作。

13.5.2 打连续排眼分离

不宜使用或不具备火焰切割机的花岗石矿山，用凿岩机打连续排眼，眼距为零。打眼方法是用凿岩机隔一眼打一眼，钻眼打好后放入铁钎，然后再在两铁钎之间钻眼，即如图 1-13-10 所示，先钻 1、3、5，后钻 2、4。眼深与条状块石高度相同。

13.5.3 凿岩控制爆裂分离

凿岩控制爆裂，亦有人称之为“准静态爆破”和“静态爆破”。根据所用爆裂药剂的不同，目前在石材矿山所使用的有导爆索控制爆裂、金属料燃烧剂爆裂或称之为近人爆破、膨胀剂爆裂或称之为静态爆破等。各种方法的参数根据矿石的硬度、矿体节理裂隙发育程度以及所用药剂的特征予以确定。

13.5.3.1 导爆索控制爆裂

此类爆裂方法实际上是加大炮眼直径与药包直径的比值，借以缓滞爆轰波而利于爆炸产物的压力胀裂岩石。导爆索控制爆裂就是用一段或数段叠合的普通导爆索装入炮眼，作为药包，予以起爆而分离块石。

用垂直炮眼分离时，炮眼深度为分阶段高度的 0.6~0.8 倍，炮眼间距为 0.4~0.6 m，水平炮眼一般沿平行矿体层理方向布置，其深度为条状块石宽度的 0.5~0.6 倍，炮眼间距为 0.6~0.8 m。

一般条状块石长度为 10~20 m，同时起爆的眼数较多，适于用普通导爆索联接各孔药包，以导火线及 8 号火雷管起爆。

鉴于普通导爆索药量小（约 12 g/m），价格高，为增加每孔的装药量，就要增加导爆索根数，势必增大爆破成本。故有时在导爆索边上加装适量的黑火药，炮孔用“塑料水袋”填塞（称水封导爆索药包）。导爆索用“搭接”、“套结”或“水手结”均可。

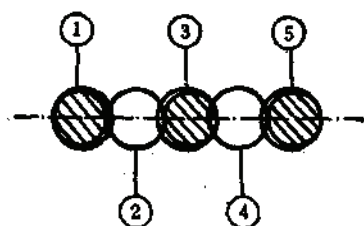


图 1-13-10 连续排眼示意图

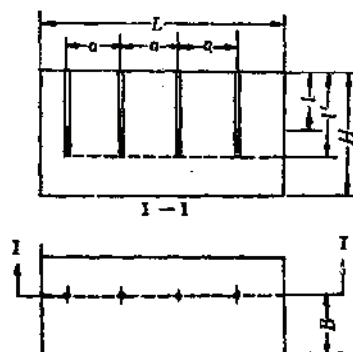


图 1-13-11 爆破参数

13.5.3.2 近人爆破

该法不使用工业炸药、雷管和导火索，而是采用一种不属于危禁品的低燃速的金属燃烧剂，用电阻丝或点火头引爆，炮孔布置如图1-13-11所示。

1. 爆破参数的确定

1) 最小抵抗线 (W)

$$W = B \quad (1-13-3)$$

式中 B ——条状块石的宽度，m。

2) 炮眼间距 (a)

$$a \leq 0.8W \quad (1-13-4)$$

3) 炮眼深度 (l')

$$l' = (0.67 \sim 0.75)H \quad (1-13-5)$$

式中 H ——条状块石的高度，m。

4) 炮眼充填长度 (l)

$$l = 0.67l' \quad (1-13-6)$$

5) 燃烧剂用量 (Q)

$$Q = \frac{CHL}{\frac{L}{a} - 1} \quad (1-13-7)$$

式中

Q ——燃烧剂用量，g；

C ——装药系数，g/m³（宜兴为140g/m³）；

$\frac{L}{a} - 1$ ——炮眼数，若 $\frac{L}{a}$ 非整数，可将余量分配给一端或两端的边距，边眼药

量可按 $\frac{L}{a}$ 大小适当增减；

L ——一次爆破工作面长度，m。

2. 爆破网路计算

近人爆破采用电力起爆,电源可按矿山具体情况而定,交流电(200V或380V)、直流电均可。为方便、安全可靠,可选用70式点火机。

网路计算方法与常规爆破相同,准爆电流强度按欧姆定律公式计算,算出的电流强度要保证大于点火头的准爆电流强度。目前使用的点火头准爆电流强度为2A。

联线方式有三种:串联、并联、串并联。

3. 装药与炮孔充填

药包加工程序与常规爆破药包加工相似,若进矿的点火头不带脚线,则按需要长度在点火头的两端接长脚线,然后将点火头置于药包中间,以脚线或麻线捆牢,备好待装。

炮孔充填与常规爆破略有不同:

(1) 炮棍要特制,见图1-13-12之a。炮棍的长度和直径依炮孔的深度、直径而定。炮棍由钢棒、铜头组成。铜头直径要大于钢棒直径6mm,铜头长约15cm,作成倒角。钢棒与铜头以螺扣连接或焊接均可。

(2) 充填物要选用含水量小于15%的黄土。装药前,先向炮孔填3~5cm厚的黄土垫底,再将药包装入,然后填入5~10cm黄土。

炮眼充填完毕,将各孔点火头接入母线,再用QJ-41型电雷管测试仪进行导通检验,若电路导通无误,即可按点火机操作程序点火起爆。炮孔装药结构见图1-13-12之b。

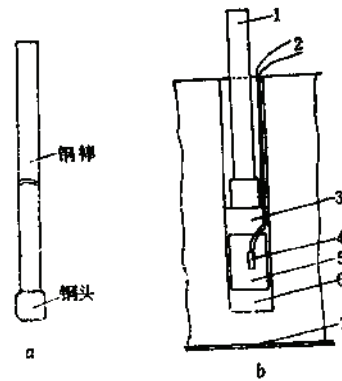


图 1-13-12 装药结构及金属炮棍

a—金属炮棍 b—装药结构

1—金属炮棍, 2—雷管脚线, 3—黄土填塞, 4—雷管, 5—炸药(燃烧剂), 6—黄土垫层, 7—铜头

13.5.3.3 静态爆破

此法主要是以和水拌匀的膨胀剂(类似于膨胀水泥)注入炮眼后所产生的膨胀压力胀裂岩石。膨胀剂在炮眼中膨胀过程是缓慢的,一般要8小时以上方可胀裂岩石,没有任何冲击波,没有飞石及爆炸噪声,更不产生地震效应,岩石所受的力基本上是静荷载。

此法所用的穿爆参数尚无统一计算公式。一般情况下,孔径可按常用的凿岩工具确定,大致为35~45mm。孔间距可按试验确定,亦可按如下经验值选定:大理石为400~500mm,花岗石为300~400mm。孔深可取0.9~1倍的段高。最小抵抗线可取1.2~1.5m。据产量要求及穿爆参数即可估算凿岩总量(炮眼总长度L)。

目前国内常用的膨胀剂有“JC-1系列静态爆破剂”和“力士牌SCA系列无声破碎剂”,选用时均需注意水灰比及使用环境温度等问题。

上述两种膨胀剂常用的水灰比大约为0.25~0.35。水灰比小时,膨胀压力增长速度比水灰比大时快得多,因而在相同时间内的压力也大得多。故抗拉强度小的岩石选用大值;反之则用较小值。

使用环境温度不同,选用不同型号的膨胀剂。SCA系列各型号的使用温度如表1-13-23所示。

在环境温度较高时,亦可适当加大水灰比,以减缓其膨胀速度,防止膨胀剂喷出

SCA系列的适用环境温度

表 1-13-23

型 号	SCA—I	SCA—II	SCA—III	SCA—IV
适用温度 (°C)	20~35	10~25	5~15	-5~8

孔口。

最好用手持式电动搅拌器在桶中混水拌匀，迅速灌入孔中。全孔装满，不予堵塞。按炮孔总长度及注入量可估算膨胀剂用量。

14.5.3.4 凿岩机台数的确定

前述钻眼打楔、钻眼、劈裂、连续排眼分离及各类爆裂法均需钻凿一定数量的炮眼（或楔眼），钻眼所需凿岩机数量可按式计算：

$$N_d = \frac{L_k n}{q} (1 + N_b) \quad (1-13-8)$$

式中 N_d ——凿岩机台数，台；
 L_k ——每块条状块石需钻眼长度，m；
 q ——凿岩机台班效率，m；
 n ——每班分离（或分割）条状块石数；
 N_b ——凿岩机备用系数，通常为100%。

石材开采中，用凿岩机打排眼的工作量较多，为减轻劳动强度，保证钻眼的垂直度和水平度，应采用滑架式凿岩机。意大利、日本均有这类设备，见本卷附录1。

13.5.4 钢索锯石机分离

钢索锯石机适于切割中等硬度以下的质地均匀、内无坚硬包裹体、节理裂隙不太发育的大理石矿体；此外，矿区所在地气候温和、冰冻期短，而且水、电、砂供应充分也是重要的使用条件。

钢索锯石机分为普通钢索和金刚石串珠钢索两种。

13.5.4.1 普通钢索锯石机分离

普通钢索锯石机的切割工具是由三根钢丝绞成的无极钢丝绳（ $\phi 3.9$ 或 $\phi 4.5$ mm）。用电动机驱动，当钢丝绳运行到待切工作面时，钢索带动磨料（石英砂或普通河砂）与大理石发生摩擦形成锯口，即达到切割的目的。

普通钢索锯石机按其钢索的支撑方式和牵引绞车的形式，又可分为多支撑立柱固定绞车式和滑轮组移动绞车式两类。前者支撑立柱要按钢索的长度向工作面以外拉开，穿越山头树丛，占地面积较大，支撑滑轮更换困难，发生卡绳事故时不易发现，容易拉断钢索、破坏立柱，因其缺点较多，目前国外已很少生产，而由滑轮组移动绞车式所代替。后者避免了上述缺点，是目前的主要选型设备。

1. 钢索锯石机台数的确定

锯石机垂直切割与水平切割的效率差距较大，因此，确定锯石机台数时，应按垂直、水平切割的工程量（面积）分别计算。

1) 垂直切割锯石机台数 (N_v)

$$N_v = \frac{Q(1+K)}{BT\eta'\eta q_v} \quad (1-13-9)$$

式中 Q 、 K 、 η ——意义同13.2.3.1;

B ——条状块石的宽度, m;

N_v ——垂直切割锯石机台数;

q_v ——锯石机垂直切割效率, $1 \sim 3 \text{ m}^2/\text{h}$;

T ——工作时数, h/a;

η' ——锯石机时间利用系数, 一般为0.85~0.9。

2) 水平切割锯石机台数 (N_h)

$$N_h = \frac{2(1+K)}{HT\eta'\eta q_h} \quad (1-13-10)$$

式中 H ——条状块石的高度, m;

q_h ——锯石机水平切割效率, $0.5 \sim 1.5 \text{ m}^2/\text{h}$;

其他符号意义同前。

3) 切割准备凿沟锯石机台数 (N_p)

$$N_p = \frac{Q(1+K)S_p}{A_p T \eta' \eta q_h} \quad (1-13-11)$$

式中 A_p ——为切割条状块石服务的每条准备凿沟的体积, m^3 ;

S_p ——每个准备凿沟需切割的面积, m^2 ;

q_h ——锯石机垂直与水平效率之平均效率, m^2/h ;

其他符号意义同前。

4) 锯石机的总台数 (N)

$$N = (N_v + N_h + N_p)(1 + K_2) \quad (1-13-12)$$

式中 K_2 ——备用系数, 一般为0.5。

2. 钢丝绳长度的确定

一般采用一根钢丝绳将一个切割面切割完毕, 中间不需更换新钢丝绳。此外, 应综合考虑矿体的节理裂隙、锯石机工作立柱的构造、荒料规格及起重设备等, 大体可按下列式计算:

$$L_{\text{绳}} = HLPn_1 \quad (1-13-13)$$

式中 H ——条状块石的高度 (锯石机切割深度), m;

L ——切割面的长度, m;

P ——每 m^2 锯切面积钢丝绳耗量, 约 $5 \text{ m}/\text{m}^2$;

n_1 ——同时切割工作面, $1 \sim 3$ 个, 最好 1 个。

$$L_{\text{绳}} = BLPn_1 \quad (1-13-14)$$

式中 B ——条状块石的宽度, m;

其他符号同前。

3. 钢索锯石机主要材料消耗

普通钢索锯石机的主要材料消耗见表1-13-24, 各种型号普通钢索锯石机技术性能见本卷附录1。

主要材料消耗

表 1-13-24

材料名称	指 标	备 注
钢丝绳	5~6 (m/m ²)	宜兴矿为54kg/m ² 系宜兴矿资料
砂	50~60 (kg/m ²)	
导向轮	0.11 (个/m ²)	
水	200 (L/m ²)	

注: 1. 国产钢丝绳规格: $\phi 3.9\text{mm}$, 0.063kg/m ; $\phi 4.5\text{mm}$, 0.088kg/m ; 抗拉强度 $(150\sim 170) \times 10^5 \text{Pa}$ 。

2. 磨料: 石英砂或普通河砂, $\phi 0.2\sim 1.0\text{mm}$ 。

3. 水砂比为3:1。

13.5.4.2 金刚石串珠式钢索锯石机分离

金刚石串珠钢索锯石机的切割工具是由多根软钢丝绞成的无极钢丝绳 ($\phi 4.5\sim 5\text{mm}$), 钢丝绳上串装有镶金刚石的空心圆柱状套筒, 套筒长约5~7mm, 直径为10mm。两个串珠间再串弹簧, 每隔5个串珠加固定套固紧, 无极钢丝绳在电动机带动下, 在切割工作面处加足够的水即可正常作业, 靠镶有金刚石的串珠切割岩石, 无需再加磨料。

此类锯机具有切割技术简单, 操作方便, 切割效率高, 可进行垂直、水平、倾斜方向切割等优点。选用这种锯, 无需开掘开采准备沟, 只要一定宽度的工作平台即可, 但要铺设锯机轨道, 亦为其不足。此机的操作是:

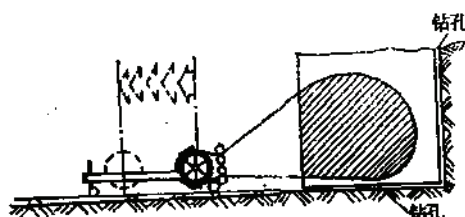


图 1-13-13 金刚石钢索锯石机工作示意图

(1) 先用025型液压钻机在待切的条状块石上钻垂直钻孔与水平钻孔 (两个钻孔要钻在同一平面内), 见图1-13-13;

(2) 将金刚石钢索锯石机安装在待切条状块石的前方适当位置;

(3) 将金刚石钢丝绳穿进垂直钻孔、水平钻孔, 然后绕过锯石机的大绳轮, 将两端接牢;

(4) 供足够的水, 进行正常切割作业。

金刚石串珠式钢索锯石机技术性能见本卷附录1。

苏联的金刚石串珠式钢索锯石机规格为: 套筒长16~24mm, 直径为10mm。

苏联采用金刚石钢索锯石机与液压劈裂机联合回采, 即用前者切割条状块石的垂直切割面, 水平切割面先用凿岩机打排眼, 然后用劈裂机进行劈裂。金刚石钢索锯石机与普通钢索锯石机生产效率对比见表1-13-25。

13.5.5 链臂式锯石机分离

链臂式锯石机的切割刀具是在单臂锯盘四周安装一条封闭式链条, 链条上装刀齿, 刀齿顶部镶硬质合金或镶金刚石。装刀齿的链条在电动机的驱动下, 加足够量的水, 即可在待切的工作面正常作业。这种锯机只适于回采中硬以下的大理石。用这种锯机时, 需从开采境界开始, 沿主节理裂隙方向, 开掘纵向垂直沟和横向垂直沟 (垂直主节理裂隙方向), 其深度和宽度要与锯石机的外形尺寸相适应。而后进行垂直和水平切割, 将矿体切成条状块

金刚石钢索锯石机与普通钢索锯石机生产效率

表 1-13-25

石 材 种 类	金刚石钢索锯石机生产率 (m^3)				普通钢索锯石机生产率 (m^3)			
	小 时		年		小 时		年	
	岩石采掘量	荒料量	岩石采掘量	荒料量	岩石采掘量	荒料量	岩石采掘量	荒料量
霍尔维勒伯大理石 $\sigma_p = 1350 \times 10^5 Pa$	$\frac{18.4}{14.6}$	$\frac{3.7}{2.9}$	$\frac{25400}{20150}$	$\frac{5080}{4030}$	7.2	1.4	9950	1990
加兹干斯基大理石 $\sigma_p = 1200 \times 10^5 Pa$	$\frac{13.2}{15.5}$	3.2	$\frac{1500}{21400}$	$\frac{5300}{4280}$	7.7	1.5	10625	2125

注：表中横线上面的数值是浸渍天然金刚石工具的指标；横线下面的数值是浸渍合成金刚石工具的指标。

石；再根据节理裂隙分布情况，将条状块石分解为符合要求的大理石荒料。

该机具有切割效率高的优点，其效率为普通钢索锯石机效率的5倍左右。其缺点是该机在轨道上行走作业，不灵活；刀齿厚，切出的锯口宽约40mm，石材损失大；切割深度受锯盘长度的限制（锯盘长3m左右），故不能开采大规格条状块石。

链臂式锯石机技术性能见本卷附录1。

13.5.6 圆盘式锯石机分离

锯机的切割刀具是“环行铣刀”，可进行垂直、水平两个方向的切割作业。既可用于剥离，也可用于切割厚度不大的水平或缓倾斜大理石矿体。此种锯机在苏联使用的最多，而且多用于回采砌筑墙体材料。

CM-428型锯石机适于切割抗压强度为 $(600 \sim 1500) \times 10^5 Pa$ 的大理石矿体；CM-177A型适于切割抗压强度为 $(600 \sim 1000) \times 10^5 Pa$ 的大理石矿体。当切割抗压强度较小的矿体时，可通过调节变速箱，提高切割速度和推进速度。

回采工艺同链臂式锯石机开采法。

CM-428、CM-177A型锯石机技术性能见本卷附录1。

当切割抗压强度为 $(800 \sim 1000) \times 10^5 Pa$ 的大理石时，镶硬质合金的铣刀，每切割12~16m²需修磨一次。

CM-428型锯石机与大理石的抗压强度的关系见表1-13-26。

CM-428型锯石机与大理石抗压强度的关系

表 1-13-26

抗 压 强 度 ($\times 10^5 Pa$)	生 产 能 力 (m^3/h)
600~800	1.45
800~1000	1.12
1000~1200	0.83
1200~1400	0.62
1400~1600	0.40

13.5.7 火焰切割机分离

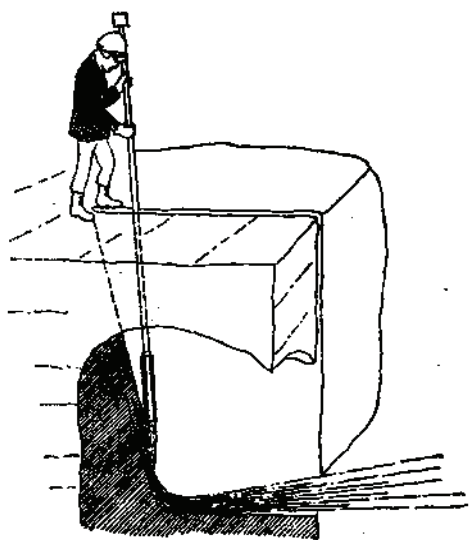


图 1-13-14 火焰切割机工作示意图

火焰切割机由主燃烧器、供油系统、供氧系统、空压机等组成。

火焰切割机适用于石英含量较高、岩石致密坚硬、裂隙较少的矿山，如花岗岩、安山岩、闪长岩、正长岩等。

火焰切割机操作见图1-13-14。火焰切割机的技术性能见本卷附录1。

火焰切割机的台数，可按式确定：

$$N_f = \frac{S \rho_1}{g_f T_1} \quad (1-13-15)$$

式中 N_f ——火焰切割机台数；

S ——每班需切割的面积， m^2 ；

ρ_1 ——不均衡系数，一般为1.05；

g_f ——切割效率，一般为1.0~1.5 m^2/h ；

T_1 ——每班连续作业时间，一般为2~4h。

南安料石厂使用HQ-55型火焰切割机的技术经济指标见表1-13-27，该厂火焰切割机与烧石法（已淘汰）的比较见表1-14-28。

HQ-55型火焰切割机技术经济指标

表 1-13-27

项 目	指 标	备 注
切割宽度 (cm)	12	即沟槽宽度
平均切割速度 (m^2/h)	1.81	
最高切割速度 (m^2/h)	2.15	
小时耗油量 (kg)	46.6	煤 油
每 m^2 耗油量 (kg)	26.13	

火焰切割机切割法与烧石法比较

表 1-13-28

项 目	火焰切割机	烧 石 法	比 较 情 况
生产效率 (工时/ m^2)	2.1	48	前者比后者提高22.85倍
沟槽矿石损失 (m^3)	0.36	2.4	前者比后者少损失85%
劳动强度	小	大	
切割面光滑度	光滑，不需整平	不光滑，需整平	

火焰切割机具有重量轻、移动方便、操作简单、效率高、成本低、矿石损失小、不产生暗伤、劳动强度小、切割沟槽表面光滑、不受季节性影响等优点。缺点是噪音大（约120分贝）、粉尘多（约0.2 m^3/h ），因此在回采中不能用于所有工序，仅用于切割采准盲沟。

13.5.8 分离工艺选择

荒料回采工艺或分离工艺方法已如前述,各种方法都有一定的使用条件,一般情况下主要根据如下条件进行选择:

(1) 矿体的节理裂隙发育程度,矿体的坚硬程度及有无包裹体等是选择回采工艺的主要依据。

若节理裂隙比较发育,又不规则,则适于用钻眼打楔开采工艺。

(2) 若矿区附近既缺砂,又缺水、电,则不宜采用锯石机回采;若矿区气候严寒,冰冻期很长,则锯石机的每年工作日少,将影响经济效益;若花岗石矿区附近人口稀少,燃油供应充足,可采用火焰切割机与排眼打楔法联合回采,但火焰切割机连续作业时间以不超过4小时为宜。

(3) 矿山规模较大,矿体属均质厚层,要求荒料规格较大,砂、水、电供应充足的矿山,宜采用锯石机回采;当矿山规模小,矿体薄、呈急倾斜产出时,可采用钻眼打楔法回采。

(4) 对于品种名贵稀少的石材,在条件允许的情况下,尽量采用机械化回采,以降低石材损失。

但上述各种分离工艺中,除钻眼打楔(是人工打楔法中的打楔窝改用钻眼)法之外,极少是单一使用的,尤其是各类锯石机,都需要其他方法辅助,方可比较理想地完成分离工作任务。这就要根据回采矿石的各种特性、产品要求、自然经济条件以及工序的设备工艺选型予以综合考虑,进行方案比较确定。表1-13-30所示的几种组合方案中的后6种均是以钻眼打楔法作为辅助。实际上还可以用前述的各种方法进行更多的组合,如控爆、劈裂与各种方法的组合等。这也是石材回采中的一个工艺特点。

苏联几种回采方法的技术经济指标及其比较见表1-13-29。

回采工艺实例见表1-13-30。

各种回采法技术经济指标

表 1-13-29

回 采 方 法	开采1m ³ 荒料的成本 (卢布)	单位基本消耗 (卢布/m ³)	每个工人的班生产率 (m ³)
钻眼打楔法	52	5.67	0.62
应用CM-177A型圆盘锯石机	26.23	6.95	1.0
普通钢索锯石机与钻眼打楔法联合开采	36.52	7.67	1.8
金刚石钢索锯石机与液压劈裂机联合开采			
切割部分用天然金刚石	21.35	4.33	4.3
切割部分用人造金刚石	21.68	4.05	3.7

13.5.9 分割工艺

分离工作在条状块石上进行。

若条状块石与矿体分离后的裂缝较小,应利用分离千斤顶将条状块石推倒在预先垫好碎石(防止摔破)的工作平台上(图1-13-15)。然后根据节理裂隙分布情况,用钻眼打

表 1-13-30

回采工艺实例

序号	回采工艺名称	适用条件	条状块石规格 (长×宽×高)(m)	分离条状块石的工艺过程	分割条状块石方法	荒料毛坯的整形方法	实例
1	钻眼打眼回采	矿体节理裂隙比较发育, 不规则, 矿山规模较小	不规则	(1)人工或机械钻眼, (2)将铁楔放入钻眼, (3)用大锤打楔, 使条状块石以矿体上分离开	按钻眼打楔法, 将条状块石按要求分割为荒料毛坯	用手锤打将荒料毛坯磨平	规模较小的石材矿 山
2	钻眼(控制)爆破回采	矿体均质坚硬, 细密, 呈缓倾斜, 矿山规模较小、冰冻期长	不规则	(1)人工或机械钻眼, (2)用黑火药或起爆剂进行控制爆破	按钻眼打楔法, 将条状块石按要求分割为荒料毛坯	用手锤打将荒料毛坯磨平	郴县、郴金、贵阳、灵璧等大理石矿
3	钢索锯石机与钻眼打眼回采	无坚硬包裹体, 厚层中硬以下的大理石矿, 冰冻期短, 砂水充足	$L=10\sim20$ $H=2.0\sim10.0$ $B=1.0\sim2.0$	(1)块石的垂直、水平切割面均用普通钢索锯石机, 或分别用金刚石钢索和普普通钢索锯石机联合切割, (2)锯切后用液压分离千斤顶将块石顶倒	用钻眼打楔法或用整形机切割	(1)锯石机切割面不需整形, (2)用钻眼打楔法分开的面用手锤打楔法整形	宜兴等大理石矿
4	链式锯石机与钻眼打眼回采	质地均匀无坚硬包裹体, 呈缓倾斜的厚层矿, 水源充足, 矿山规模较大	$L=100\sim200$ $H=1.0\sim3.0$ $B=1.0\sim3.0$	条状块石垂直、水平切割面均用链式锯石机切割	用钻眼打楔法、整形机或链式锯石机切割	(1)锯石机切割面不需整形, (2)用钻眼打楔法分开的面用手锤打楔法整形	意大利蒂沃里大理石矿及联邦德国大理石矿
5	圆盘式锯石机与钻眼打眼回采	质地均匀无坚硬包裹体, 呈缓倾斜的厚层矿, 水源充足, 矿山规模较大	$L=100\sim200$ $H=0.5\sim1.0$ $B=0.5\sim1.0$	条状块石垂直、水平切割面均用圆盘式锯石机切割	圆盘式锯石机或钻眼打楔法	(1)锯石机切割面不需整形, (2)用钻眼打楔法分开的面用手锤打楔法整形	苏联高叶金斯克大理石矿
6	打密集排眼与钻眼打眼回采	不宜采用或不具备火焰切割机切的花岗石矿山	$L=10\sim20$ $H=2.0\sim3.0$ $B=1.0\sim2.0$	(1)垂直工作线每隔10~20m用凿岩机打密集排眼切割准备壁沟, (2)垂直、水平切割面均用钻眼打楔法	钻眼打楔法或凿岩机打楔法	用手锤打将荒料毛坯磨平	
7	火焰切割机与打眼回采	离居民区远、石类含量高的花岗石矿山	$L=10\sim20$ $H=3.0\sim6.0$ $B=10\sim20$	(1)垂直工作线每隔10~20m, 用火焰切割机切沟槽, (2)垂直、水平切割面用钻眼打楔法或爆破法	钻眼打楔法或凿岩机打楔法	用手锤打将荒料毛坯磨平	南安石材厂及涪州花岗石矿

楔或锯切分割法，按荒料规格将条状块石分割成荒料毛坯。分离千斤顶的规格性能见本卷附录1。

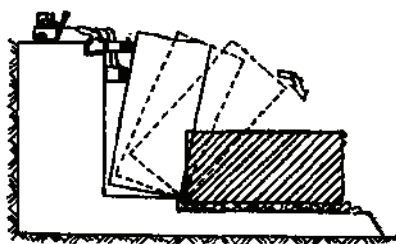


图 1-13-15 分离千斤顶工作示意图

13.5.10 整 形 工 艺

用钻眼打楔法分割下的荒料毛坯，表面及棱线均不符合荒料规格要求，必须用手锤打钎法或整形机进行整形，使其符合荒料的要求。用锯切法分割的面，因切割面平滑则不需整形。意大利用单锯条荒料整形机整形，也用金刚石串珠式荒料整形机，此机结构简单，操作容易，生产成本低，每 m^2 石材较单锯条整形机整形成本低 $1/3$ 。这两种整形机的技术性能见本卷附录1。

在整形之前需用慢动绞车将毛坯拖到整形场地，慢动绞车的规格性能见本卷附录1。

13.5.11 起 重 装 载

石材开采常用的起重机有自行式和固定式两种。在苏联某些以开采墙体石材为主的矿山，也有使用大型龙门起重机的，但这一般只在矿山规模较大、矿体为水平或缓倾斜、矿山两帮境界不变而在走向方向延长的情况下选用。

自行式起重机有履带行走和汽车轮胎行走两种，前者即W-501、W-502及W-1001、W-1002型，具有起重工作稳定性良好，爬坡能力强，对工作场地要求不太严格等优点；缺点是行走速度较慢（ $1.5 \sim 3.6 \text{ km/h}$ ）。后者即QZ-12及Q161型，具有行走速度快（分别为 60 km/h 和 18 km/h ），移动迅速等优点，适于站场、码头、场区作业；缺点是对作业场地要求极严，在采石场使用要特别注意安全。

固定起重机一种是斜撑固定桅杆式起重机，其技术参数如图1-13-16及表1-13-31、图1-13-17及表1-13-32所示；另一种为缆索固定桅杆式起重机，技术参数参见图1-13-18及表1-13-33。

在汽车可以进入工作面的矿山，可以选用自行式起重机，将采下荒料直接装于汽车上；在汽车不能进入工作面的矿山，则需选用固定式起重机，但需配以慢动绞车，将不在起重机工作范围内的荒料拖至起重机下，然后起重装车。至于碎石和废石则可用装载机装入汽车，或人工装入钢丝网袋或侧卸料斗，用起重机吊起装汽车。

DD、DS型起重机综合技术参数

表 1-13-31

项 目		综 合 尺 寸 (m)						起重臂水平投影长 (m)			起 重 量 (t)		
型 号	起重臂长 (m)	A	B	C	D	E	F	S ₁	S ₂	S ₃	P ₁	P ₂	P ₃
DD20	12	12	7.8	10.5	5.4	7.6	11	3.1	10.9	11.9	20	20	16
	16	16	7.8	10.5	5.4	7.6	11	4.1	14.5	15.8	20	20	16
	20	20	10.4	14.1	7.2	10.2	14.5	5.2	18.1	19.8	20	20	16
	25	25	13	17.8	9	12.9	18	6.5	22.7	24.8	20	20	16
DS20	30	30	16.2	22	11	15.7	22	7.8	27.2	29.7	20	20	16
	35	35	19	26.3	13.3	18.8	26.6	9.1	31.7	34.7	20	20	16
	40	40	19	26.3	13.3	18.8	26.6	10.4	36.3	39.6	20	20	16
DD30	12	12	7.6	10.5	5.4	7.6	10.8	3.1	10.9	11.9	25	25	20
	16	16	10.4	14.1	7.2	10.2	14.5	4.1	14.5	15.8	25	25	20
	20	20	13	17.8	9	12.8	18	5.2	18.1	19.8	25	25	20
	25	25	16.2	22	11	15.7	22	6.5	22.7	24.5	25	25	20
DS30	30	30	19	26.3	13.3	18.8	26.6	7.5	27.2	29.7	25	25	20
	35	35	19	26.3	13.3	18.8	26.6	9.1	31.7	34.7	25	25	20
	40	40	19	26.3	13.3	18.8	26.6	10.4	36.3	39.6	25	25	20

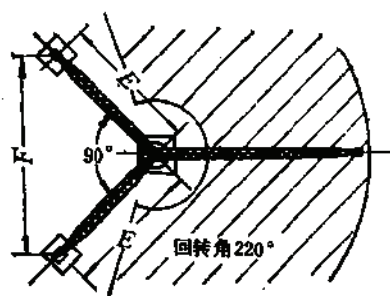
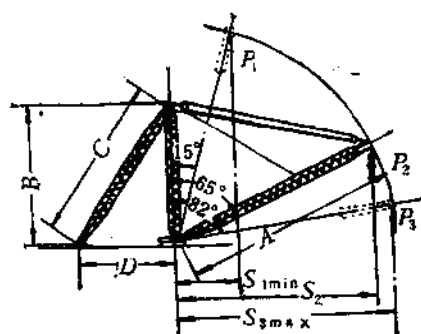


图 1-13-16 DD、DS型起重机综合技术参数

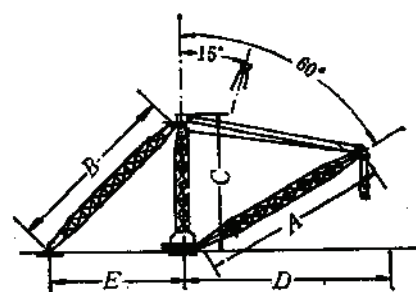


图 1-13-17 意大利贝奈蒂公司的斜撑固定桅杆式起重机

桅杆式起重机综合技术参数

表 1-13-32

起 重 能 力 15~30t					
A (m)	B (m)	C (m)	D (m)		E (m)
			60°	15°	
12	11	8	10.4	3.1	8
14	14	10	12.1	3.6	10
16	17	12	13.9	4.1	12
20	20	14	17.3	5.2	14
26	23	16	22.5	6.7	16
30	26	18	26.0	7.8	18
40	29	20	34.6	10.4	20

注：该设备系意大利贝奈蒂公司制造，参考价格55000美元（1986年4月报价）

D型桅杆式起重机综合技术参数

表 1-13-33

型 号	综 合 尺 寸 (m)			起重臂水平投影长 (m)	
	A	B	L	S ₁	S ₂
D20V或D30V	12	14.6	31	3.1	10.9
	16	19.5	42	4.1	14.5
	20	24	52	5.2	18.1
	25	31	67	6.5	22.7
	30	38	82	7.8	27.2
	40	50	107	10.4	36.3

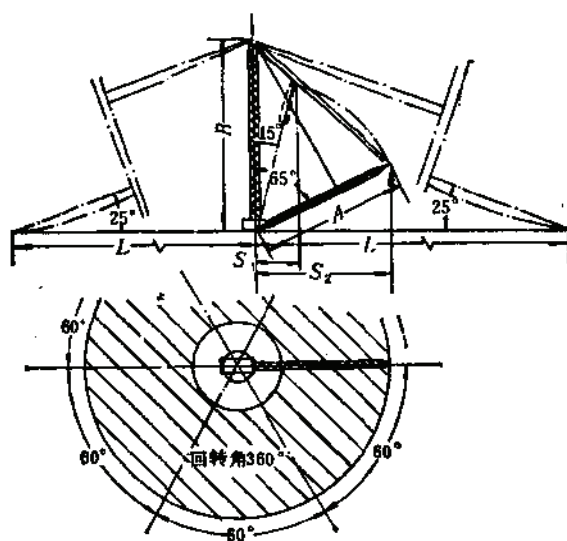


图 1-13-18 D型绳索固定桅杆式起重机

13.6 矿山实例

13.6.1 宜兴大理石矿

13.6.1.1 地质概况

该矿系海相沉积变质碳酸盐矿床,全矿区共有12个矿体,其中以M₁矿体规模最大,层位稳定。矿体走向长480m,倾向方向最宽为390m,平均约250m,厚182m,矿体倾角20°~45°。矿石质量一般较好,以乳白色大理石即白奶油(058)为主,夹有部分红奶油。

13.6.1.2 矿床开拓

根据矿床赋存条件、地形地貌及开采特点,采用汽车运输开拓。荒料用15t履带式起重机吊装到8t载重汽车运至专用码头。废石用轮胎式装载机装7t黄河牌自卸汽车,运到排弃场排弃。

13.6.1.3 圈采工艺

1. 分离

矿体属厚层状,质地均匀,虽有节理裂隙但较有规律,故采用国产钢索锯石机与钻眼打楔法或近人爆破联合分离条状块石。即水平切割用钢索锯石机,垂直切割用近人爆破或钻排眼打楔切割。

2. 分割

根据已分离的条状块石的节理裂隙分布情况,用钻眼打楔法将条状块石分割成荒料毛坯。

3. 整形

采用手锤打钎法将荒料毛坯整形为荒料。

13.6.1.4 主要圈采设备

该矿所用设备均为国产设备,包括:

普通钢索锯石机,工作5台,备用2台;

凿岩机,工作11台,备用11台;

LG20-10/7型水冷式螺杆压缩机,工作3台,备用1台,移动式压缩机1台;

8t慢动绞车4台;

轮胎式装载机1台;

履带式起重机1台。

13.6.2 黄石大理石矿

13.6.2.1 地质概况

矿体位于湖北大冶铁矿的铁山矿区的杂岩体的外接触带,为接触变质矿床。矿体呈层状产出,各品种分布有规律,矿体东西长、南北宽均为350m左右,单矿层厚度沿走向和倾向变化较大,从3m到60m不等,平均为26m。全区大理石品种,根据颜色、花纹及结构构造等特征命名,有晶白(028)、雪浪(022)、秋景(023)、虎皮(042)等四个主要品种。

13.6.2.2 矿床开拓

该矿采用汽车运输开拓。荒料由桅杆式起重机吊装到15t载重汽车,运至加工厂。废石用轮胎式装载机直接装入7t自卸汽车,运至排弃场或综合利用车间。

13.6.2.3 圈采工艺

1. 分离

采准整沟切割完后,条状块石的垂直、水平面均用锯石机切割。

2. 分割

首先,将条状块石用分离千斤顶推倒,然后,根据节理裂隙的分布情况,用钻眼打楔法将条状块石

分割为荒料毛坯。

3. 整形

采用单锯条整形或手锤打钎法将荒料毛坯不平整面整平, 以达到对荒料的要求。

13.6.2.4 主要回采工艺

该矿主要开采设备系从意大利Pellegrini机械公司引进的, 计有:

PELECOMP 普通钢索锯石机3台;

MPH220/320型多用钻机 2 台;

UTA-300型导向切割立柱3台;

DS-30t/40m桅杆式起重机1台;

AT-600慢动绞车1台;

TITANO/E分离千斤顶1套;

MS-3600型单锯条整形机1台;

国产轮胎式装载机1台;

国产压缩机3台。

13.6.3 掖县大理石矿

13.6.3.1 地质概况

该矿床属层状区域变质大理岩矿床。矿层产状、矿物成分、矿石结构及构造均较稳定。矿层底板为石英岩, 矿层顶板为黑云母斜长片麻岩, 倾角近直立。

矿层上部为灰色条带白云大理岩, 中上部是浅灰色白云大理岩, 为次要矿层; 中下部是白色白云大理岩, 为主要矿层。

13.6.3.2 矿床开拓

据矿床赋存特征、地形条件和大理石开采特点, 地面以上山坡部分采用单壁凿沟汽车运输开拓; 地面以下凹陷部分的荒料和废石均由桅杆式起重机提升, 装入运输平台上的汽车, 分别运往加工厂或排弃场。采场内的各种设备, 在各工作平台间的移动, 亦由桅杆或起重机承担。

13.6.3.3 回采工艺

1. 分离

采用金刚石串珠式钢索锯石机与普通钢索锯石机联合切割, 使条状块石从矿体上分离。

2. 分割

首先, 用分离千斤顶将条状块石顶倒, 然后, 按节理裂隙的分布, 用整形机或用钻眼打楔法将条状块石分割为荒料毛坯。

3. 整形

用钻眼打楔法分割的面, 要用手锤打钎法进行整形。用锯石机切割的面不需整形。

14.6.3.4 主要回采设备

该矿主要开采设备亦从意大利Pellegrini机械公司引进, 计有:

DB25型金刚石串珠式钢索锯石机 2 台, 备用1台;

TELECOMP普通钢索锯石机3台, 备用1台;

PERFOMATIC轻型滑架式凿岩机 2 套 (每套配TY85型凿岩机1台);

TY85型凿岩机 (单机) 6 台;

MPH220/320型多用钻机 2 台, 备用1台;

UTA-300型导向切割立柱 4 台, 其中备用1台;

MS-3600型单锯条整形机1台;

TITANO/E型分离千斤顶2套;
 DS300t/40m桅杆起重机2台;
 AT-600型慢动绞车2台;
 轮胎式装载机2台(其中国产ZL-40型1台,日产TCM75ⅡA型1台);
 国产推土机2台。

13.6.4 福清县花岗石矿

13.6.4.1 地质概况

矿区主矿体岩性属中细粒黑云母二长花岗岩。矿山主要开采矿段长480m,宽470m,出露标高为25~88m,高差为63m。产品称灰白色石料。

13.6.4.2 矿床开拓

该矿区花岗岩体大部分裸露且分布在地面以上,属山坡型露天矿。采用公路开拓汽车运输。单壁窄沟宽度为8m。

13.6.4.3 回采工艺

1. 分离

采用火焰切割机与凿岩爆破打楔联合法,使条状块石从矿体上分离。即在100m长的工作线内,垂直工作线方向,每隔20m,用火焰切割机切割一条宽10~12cm、深3m、长18~20m的沟槽,以形成自由面。然后用滑架式凿岩机钻垂直、水平眼,装黑火药进行控制爆破,使条状块石(长20m、宽1.5m、高3.0m)从矿体上分离。

2. 切割

先用分离千斤顶将条状块石顶倒,再根据节理裂隙分布情况,按荒料规格要求,将条状块石用钻眼打楔法分割为荒料毛坯。在条状块石长度方向的预裂线上凿一排楔眼,楔眼间距(眼中心距)约为10cm,楔眼长约5cm,楔眼上宽3~4cm,楔眼深5cm,眼底扁。楔眼凿好后,将楔子放入楔眼,用大锤依次锤击,将条状块石分割为荒料毛坯。

3. 整形

用手锤打钎法将荒料毛坯整形为荒料。

13.6.4.4 主要回采设备

主要回采设备从意大利引进,计有:

FA-300型火焰切割机2台,其中1台备用;
 TBT-25型滑架式凿岩机5套(每套配凿岩机2台);
 TY-75型凿岩机(单机)10台;
 TITANO/E型分离千斤顶2套;
 AT-600型慢动绞车2台;
 DD30t/40m桅杆式起重机2台;
 国产BH-12/7型滑片电动固定压缩机3台;
 国产BH-12/7型滑片柴油移动压缩机1台;
 国产ZL-40型轮胎式装载机1台;
 国产T₂-120型推土机1台;
 国产Y24型手持式凿岩机4台。

13.6.5 双峰大理石矿

13.6.5.1 地质概况

矿区出露地层是一套碳酸盐系。系灰黑色、黑色厚层及薄层状的泥晶灰岩或含生物碎屑泥晶灰岩，夹有少量泥灰岩及钙质页岩。矿体走向长800m，延深约500m，倾角一般 $5^{\circ}\sim 15^{\circ}$ ，矿体单层厚度40~60cm，少数为30cm以下。自下而上分五个矿层，分别编号为1、3、5、7和9，其间的夹层分别编号为2、4、6、8。垂直层面的矿体抗压强度为 $1160\times 10^6\text{Pa}$ ，属中等硬度岩石。

13.6.5.2 矿床开拓

主采区最高开采标高15m，最低开采标高为100m，119m水平以上为山坡型露天矿，采用汽车运输，119m至100m水平为凹陷型露天矿，采用桅杆式起重机将119m水平以下的荒料吊到119m水平，然后装汽车运出采石场。

13.6.5.3 开采工艺

(1) 先将矿体表面清理干净，然后按裂隙的分布情况，确定条状块石的宽度，用凿岩机打排眼。钻眼直径34~36mm，眼距10~15cm，眼深为矿体单层厚度的0.8倍，排眼钻完后，放入复合楔，用人工打楔，使条状块石与矿体分离。

(2) 在人工打楔分离开的裂缝的适当部位，用凿岩机开凿两个坑穴，坑穴规格以能放入分离千斤顶为限。

(3) 将分离千斤顶放入坑穴，将已分离的条状块石（裂隙很小）顶出，间距达0.1~0.3m即可。

(4) 根据节理裂隙分布情况，用钻眼打楔法将条状块石分割为荒料毛坯，然后以直径为2cm的钢丝绳将荒料毛坯套住，再用慢动绞车将它拖到整形场地。

(5) 整形，一般是人工整形。有特殊要求时，用金刚石串珠式锯石机整形。

13.6.5.4 主要开采设备

空压机3台（1台备用）；

凿岩机8台；

金刚石串珠式锯石机1台；

625型多用钻机1台；

轮胎式装载机1台；

慢动绞车2台；

桅杆式起重机2台；

分离千斤顶3台；

滑架式凿岩机1台；

水平支架1台。

矿山设计生产能力为年产荒料4000m³，目前实际生产能力1000m³左右。

第十四章 特殊开采法

责任编辑单位 长沙化矿设计研究院

北京有色冶金设计研究总院

编写人 张富民 张志泗 黄纪岚 沈吕洪

14.1 溶浸采矿法

溶浸采矿法是按特定的工艺原理和方法,用钻孔将工作剂从地表注入地下矿层,通过热力、物质交换、化学浸出、水力等作用,将矿层中有用矿物原地转化为可流动的状态——液态、气态、熔融状或悬浮微粒状,再通过钻孔将其采出的一种方法。如硫的地下热熔,煤的地下气化和钻孔水力采矿,以及岩盐和钾盐的溶浸,铜的化学开采和铀的地浸等,统称为溶浸采矿法。

14.1.1 钻孔热熔法开采自然硫矿

钻孔热熔法包括开采盐丘型自然硫矿床的弗拉施(Herman Frasch)法和开采蒸发岩型的自然硫矿床的流体动力法。

钻孔热熔法的出现,使许多用常规的露采和坑采都无法或难以开采的硫矿得到利用,从而增加了硫的工业储量,此法不需井巷掘进、提升运输和破碎加工等繁重工序。全部在地面操作,改变了作业条件;还可减轻环境污染;缩短建设周期(年产50万t硫矿,只需1~1.5年);基建投资大量节省(比露采减少2/3);成本比硫铁矿生产成本降低34~72%;工人劳动生产率为露采的1.3倍。但硫的采收率低(约50~60%)热效率低(最大为5%),是该法的突出缺点。

14.1.1.1 自然硫矿床类型

自然硫矿床按其成因条件划分为火山型和沉积型,而沉积型矿床,按其产状特征又分为盐丘型和蒸发岩型两类。沉积型自然硫矿床都产在蒸发盆地地区,是自然硫矿最主要的类型。我国已发现各种类型的自然硫矿床或矿点200余处,具有一定工业价值的矿床有数十处。

14.1.1.2 对自然硫矿床的基本要求

矿床是否适于热熔法开采,必须具备以下基本条件:

1. 矿床储量丰富

由于熔融硫有“浸湿”石灰岩的趋势,有2%~5%的硫残留在浸取过的岩石中,因此,为了计算可能回收的矿石量,必须将原矿储量乘以回收率(按5%残留硫量计算)。100~300万t的矿量被认为是矿床开采的下限量,除非其它因素非常有利,否则不值得开采。

2. 矿床品位较高

矿床品位直接影响采矿效率和回收率,例如,按理论计算,平均含硫10%的矿床,每生产一吨硫所需热量将为平均含硫20%矿床的2.5倍,多数有开采价值的矿山,均具有约20%的硫平均品位,有的区域品位高达50%。多数有开采价值的矿井,平均含硫品位应不低于18~20%,如系多孔矿层,含硫品位可为15~16%。

3. 矿床具有均匀渗透性和合理孔隙度

硫矿床的水文地质条件决定着采用钻孔热熔法的可能性。为使热水均匀注入矿层,注入的热水从生产井到排水井可以自由流动逐渐排出,在生产井控制范围内又能保持一定的熔硫温度,要求矿层有一定的渗透性,围岩又要有一定的隔水性。

按自然硫矿床的水文地质特征,可分为三种类型:(1)封闭型;(2)减压困难型;(3)敞开型。目前对钻孔热熔法开采自然硫矿床的水文地质条件要求见表1-14-1。

用热熔法开采自然硫矿床的水文地质条件

表 1-14-1

指 标	水 文 地 质 条 件 评 价		
	好 的	尚 可 的	需做具体试验的
矿体赋存的水文地质条件	封闭的矿床	减压困难和高矿体很远	敞开的矿床
在 $10 \times 0.1 \text{ MPa}$ 压力下一米厚矿体的钻井吸水量 (m^3/h)	0.5~1	0.1~0.5 1~3	大于3或 小于0.1
覆盖岩层	不透水	弱透水	透水
底板岩层	不透水和渗透性不大的岩石	岩石透水性低于矿体透水性	裂隙多孔的岩层比矿体透水性大

只有当熔硫在矿床内保持着合适的温度,并以大体相同的速度进行加热、熔硫和提硫,生产才可保持正常。一个含硫虽高的矿床,如对水的接受能力很低或吸水量过大,都将难以均衡生产。矿床顶底板均为不透水岩层,避免热量流失以进行有效的开采,也是非常重要的条件。对矿层的一般要求是:

均匀孔隙度: 10~15%

渗透系数: $0.3 \sim 5 \text{ m/d}$

矿层吸水能力: $>10 \text{ m}^3/\text{h}$

矿体渗透性在横向和纵向的非均匀性,必须作深入了解。

4. 矿床应有适当的埋深和矿层厚度

适当的矿床埋深是出于对过热水饱和蒸汽压力和建井费用来考虑的。太浅会导致过热水涌出地表,矿化水沸腾,溶解物沉淀。太深会导致建井费过大。适当的埋深也与上覆岩的导热性有关。埋深要求:

一般埋深: 大于60m

埋深在600~800m时,钻孔和设备费用增高,降低经济效益。合理的开采深度为120~500m。(波兰开采深度上限为75m,下限为400m),只有开采条件很好的富矿床才有可能达到800~1000m。

液态硫借重力流动聚积井底,故矿床需要一定的层厚,为给适当的流速以必要的坡度,生产钻孔孔距大小,钻孔周围熔区大小、钻孔产量多少等与矿层厚薄有直接关系。向

上覆和下伏岩层损失的热量与矿层厚度成反比,且随注热时间而递增,矿层薄,则热损失大,热效率低。因此从工艺技术、开采经济上,要求矿层必须有适当厚度,一般要求矿层厚度不小于5m,开采最佳厚度为15~30m。为了获得满意的泄流速度,矿层还应有适当的倾向,由倾斜矿床提供的自流方式,可以有效地开采薄矿体。一般对平缓矿床,层厚应为10m或更厚。垂直钻孔采硫时,矿层最小厚度为6~10m;倾斜——水平钻孔采硫时,可经济地开采厚度为3~5m的薄矿层。

5. 矿区应有便利的水源

钻孔热熔法每产一吨硫需6~8到20~40m³或更多的水。一般情况下,水硫比为10~20:1,一个年产量35万t的硫磺矿,日耗水量20000m³,一个硫井预热期消耗水量大多数在10000m³左右。

在升温时,为了防止和控制水垢的产生和腐蚀,原水需经化学处理。对于供水因素概括见下表1-14-2。

供水因素

表 1-14-2

水 源	容 量	质 量	可 靠 性
河 流	充 裕	一般良好,但靠河口处可能波动	很好,小溪流除外
运 河	有 变 化	一般良好	有 问 题
湖 泊	充 裕	稳 定	非 常 好
水 井	有 变 化	稳定,但溶解物含量可能较高	好
海 洋	充 裕	为控制水垢和腐蚀需要特殊处理	非 常 好

为了改善供水的可靠性和缓和水质的波动,通常设计大容积蓄水池。

6. 矿区应有廉价的燃料来源

钻孔热熔是个吸热过程,用于熔硫的有效热能极低。热能损失有地面损失和在硫层中进行热交换的损失,熔硫的有效热能一般仅为1~3%,最好的只不过5%,最差的低至0.5%。因此,选择有廉价燃料来源的矿区是必不可少的。一个日用水约23000m³的矿山,日耗天然气约340000m³。

14.1.1.3 波兰评价自然硫矿床的五项工业指标

(1) 单位面积含硫量(又叫矿层储量)

$$Z = s\% M \gamma \quad (1-14-1)$$

式中 Z ——单位面积含硫量, t/m²;

$s\%$ ——矿石含硫品位;

M ——矿层厚度, m;

γ ——矿石密度, (t/m³);

γ 一般为1.9~2.4, 最小可采储量见表1-14-3。

(2) 矿层最低可采含硫品位

根据品位与提取率的函数关系,

$$\eta_w = f(s\%)$$

由如图1-14-1的试验曲线可知品位8%以下 η_w 为零。有的硫矿层其品位达12%也不熔出,但有时4%的矿层还能熔出,因此取其平均值8%为矿层最低可采含硫品位。

硫的最小可采储量

表 1-14-3

埋 深 H (m)	硫的最小可采储量 Z_{min} (t/m ³)
25~135	1.8
135~175	2.0
175~280	2.4
280~400	3.1

(3) 最低可采厚度

有经济效益的矿层最小可采厚度 M_{min} 为 5m, 主要考虑熔融角的影响和筛管的设计。

(4) 最小平均含硫量

硫矿层最小平均含硫量 $S_{ar} > 12\%$

(5) 最小上覆岩层厚度

最小上覆岩层厚度 M_u , 波兰为 75m, 美国为 60m。

14.1.1.4 钻孔热熔法中弗拉施法与流体动力法

的对比

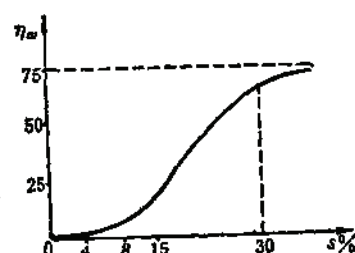


图 1-14-1 品位与提取率关系曲线

为使钻孔热熔法中诸方法能得到合理采用, 从适用条件、不同矿床对熔融过程的反应以及注水和提取技术三方面将弗拉施法和流体动力法对比见下表 1-14-4。

14.1.1.5 矿区开拓

钻孔热熔法采用钻孔开拓。

根据企业生产规模, 必须拥有确保企业规定生产能力的井数。设计生产能力 $A(t/d)$, 用生产井的平均生产率 $A_1(t/d)$, 对有效井数 n 的积来表示, 具体地质条件的储量系数 K , 取决于不同试验方法中提不出硫的“死”井数。

$$A = KA_1n \quad (1-14-2)$$

一般取 $K = 0.7 \sim 0.9$ 。

钻孔(井)开拓方式有: 垂直孔; 倾斜——水平孔; 垂直和倾斜混合孔。开拓方法的选择, 取决于多种因素, 其中最主要的是矿床面积、矿体厚度、倾角、埋深、矿石和围岩的物理机械性质、地表地形等。

14.1.1.6 钻孔工程

1. 地质孔

波兰规定孔径为 216mm 钻头开孔, 168mm 井管水泥固井, 用 141mm 钻头对上覆岩层钻进, 钻至顶板后转为 93mm 钻头钻穿矿层。全矿层取蕊。如地质孔不能作为采硫孔利用, 则终孔后, 全孔段封孔, 以防矿化水喷出污染环境。

2. 水文地质孔

在孔中进行抽压水试验, 取得水文地质参数, 孔身结构与地质孔相似, 但开孔孔径较大, 钻头一般用 438mm, 基岩层钻进钻头 308mm, 矿层中钻进, 对矿层进行水文地质测量工作, 试验分段进行, 从测定的参数进行渗透系数 K 值的计算。水文地质井可利用作将来的观察井, 否则应予封堵。

弗拉施法与流体动力法对比表

表 1-14-4

弗 拉 施 法	流 体 动 力 法
(1) 矿床集中, 矿层厚 (20~100m), 盐丘内大部分为不渗透的粘土和石膏所覆盖。	(1) 平坦且薄的矿层, 很少超过20m厚, 矿床渗透性差, 顶底板渗透性强, 矿床与其它地层为非空间隔绝
(2) 在垂直剖面上矿床呈透镜状向上凸起, 边缘比中部深100~300m	(2) 矿层与夹层相间, 致密、倾斜
(3) 矿床渗透性为中等到良好, 且十分均匀, 渗透系数 $K=15\text{m/d}$, 很少遇空洞或溶洞等不正常条件导致注水浪费	(3) 矿床渗透性不均匀, 有的几乎不渗透, 有的高渗透或有灾难性空洞, K 值局部自0到150~200m/d变化
(4) 矿床为一大而隔绝的矿体, 覆盖岩层大都无硫化并极少多孔隙	(4) 矿床在垂直剖面上大部分硫化, 且矿床无特别透水性
(5) 矿床埋深平均为300~400m	(5) 矿床埋深平均为100~250m
(6) 最小开采深度为100m	(6) 最小开采深度为60m
(7) 保温良好, 矿床内仅有小的水运动影响热传递	(7) 保温不良, 由于矿床水的连续流动而产生热交换
(8) 熔融过程是向预热过的矿层注入热量, 并用排水井排水减压	(8) 熔融过程是使过热水在合适的压力和温度下熔硫
(9) 矿体呈天然压热釜, 压力保持良好	(9) 压力保持接近于零, 仅当加压过热水达到流体动力平衡时, 才可保持采区内的压力
(10) 正常情况下无需控制加压水的流动	(10) 需要控制加压水的流动, 引导注入水按需要方向流动
(11) 为了从给定矿床中达到硫的最佳回收率, 熔硫温度须保持合适	(11) 只可在狭窄矿带中加压注热水提硫, 相反, 如在广阔范围内熔融大量的硫而又不能及时提取, 则将在矿体边缘及孔隙中产生不可逆漏注
(12) 水在适向流动的热损失不大	(12) 大量热水可能进入老采区而造成浪费
(13) 矿床分区设置注水井组, 排水井位于矿床周围, 井位无需控制	(13) 注水井排列成行, 形成狭窄开采线, 其长宽比为10:1或15:1, 排水井必须平行且靠近工作面规则排列
(14) 排出水温度不超过周围温度4~8℃	(14) 用泵从排水井排水, 排出水温不得低于70~80℃
(15) 用以开采盐丘型矿床, 无需特殊工艺	(15) 需要采用合适的辅助工艺

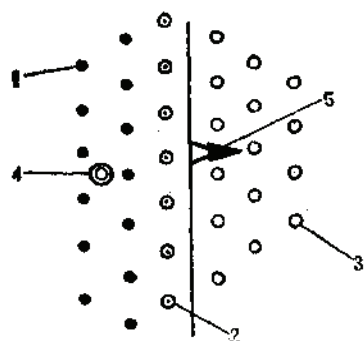


图 1-14-2 钻孔类型及生产线

1—采完井, 2—生产井, 3—预备井, 4—补采井, 5—生产线

3. 生产孔

依所处生产推进线的位置及作用分为生产孔、预备孔、补充孔和排水孔。生产孔的钻进和安装是按一定程序进行的, 如图1-14-2。

当生产孔发生故障使采硫中断时, 为了充分采出硫磺, 在事故孔附近重新打孔补采, 或采硫孔回采效果差, 回收率低, 在已采区段内重新布置采硫孔。由于矿层内含有高压热水, 钻井过程中有热水和液态硫穿孔喷井的可能, 威胁人身安全, 补采井属小型钻孔结构, 只准用于埋深不超过160m的矿层。

预备孔和补采孔的孔径与采硫孔相同, 对浅型井表土层采用308mm钻头钻透, 用244mm钢管固井。基

岩层用直径为216mm钻头钻进, 固井管直径为168mm。为防地下热水井喷危险, 补采孔的

固井深度往往只固到离矿层顶板以上4~8m处。矿层段用93~131mm钻头钻进,全矿层取芯。然后用151mm钻头扩孔。再下入管径为139.7mm的热水管和管径为88.9mm的采硫管。

4. 排水孔

为了注热水熔硫、矿层卸压,引导热水朝一定方向流动,以降低地层压力,同时又预热矿层,需在生产线推进前方钻一系列排水孔。

排水孔可分为自流孔,泵吸排水孔和空压机排水孔三种,主要根据矿层透水性能和距生产孔的远近来确定,排水孔与生产孔的距离主要依据矿层的渗透性而定,一般距生产井5排井距,如图1-14-3和图1-14-4。

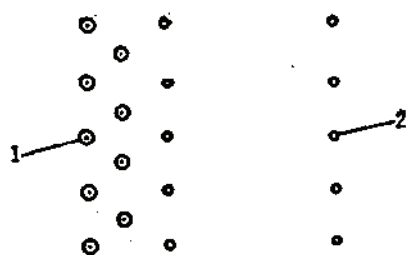


图 1-14-3 生产井与排水井的关系
1—生产井, 2—排水井

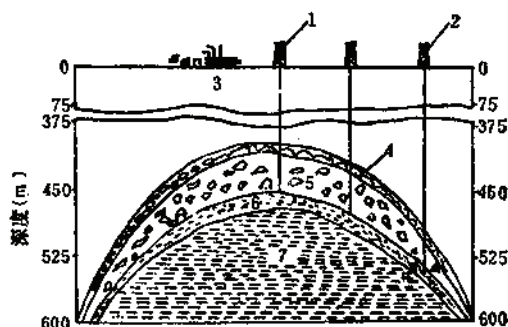


图 1-14-4 盐丘型硫矿床硫井与排水井布置示意图
1—硫井, 2—排水井, 3—未固结层, 4—无矿层帽, 5—含硫层, 6—无矿硬石膏, 7—盐

14.1.1.7 采硫设计

1. 设计基础资料

- (1) 矿区地质及水文地质勘探报告;
- (2) 矿区地面资料, 即矿区自然地理条件;
- (3) 矿区技术条件, 包括燃料, 能源供应;
- (4) 矿区经济条件, 包括国内外产品价格, 总产量及需要量。

2. 开采系统选择

钻孔热熔法采硫的开采系统有井群式开采, 如图1-14-5a, b, 分区或开采如图1-14-6和单线推进式开采如图1-14-7。

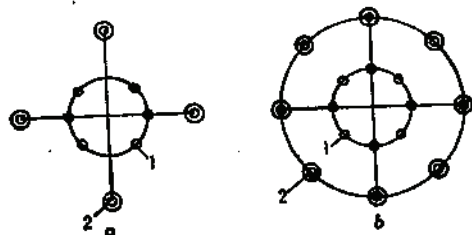


图 1-14-5 井群式开采系统
1—生产井, 2—排水井

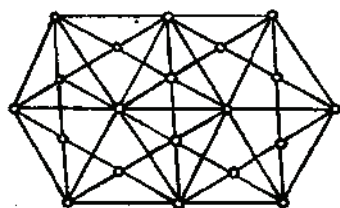


图 1-14-6 分区式开采系统

1) 选择的依据

影响开采系统选择的参数有矿体厚度 (M_s)、含硫品位 ($S\%$) 以及表征两参数统一关系的单位面积含硫量即储量变化系数 Z 值和渗透系数 K 值 (m/d)，在 K 值业已确定情况下，也可利用 Z 值变化系数来确定开采系统。

假设某矿区在通过地质勘探后，已取得矿床的渗透系数 K ，含硫品位 $S\%$ 和储量变化系数 A_z 等参数，用各钻孔所测得的 K 值，绘制矿床的 K 值等值图，如图 1-14-8，然后利用矿床的 M_s 和 $S\%$ 值计算每口井的单位面积含硫量 Z 及其标准离差值 V_z ：

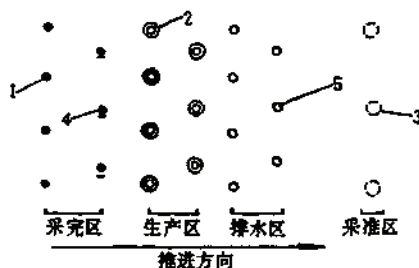


图 1-14-7 单线式开采系统

1—采完井；2—生产井；3—施工井；4—采完井作观察井；5—排水井

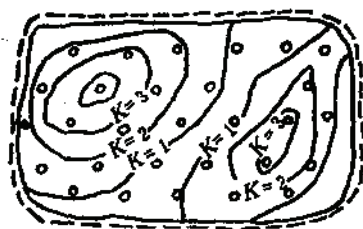


图 1-14-8 某矿区 K 值等值图

$$V_z^2 = \frac{1}{n-1} \left[\sum_{i=1}^n Z_i^2 - \frac{(\sum_{i=1}^n Z_i)^2}{n} \right] \quad (1-14-3)$$

式中 $i=1, 2, 3, \dots, n$ ，钻孔数；

$\bar{Z}$ ——采区单位面积含硫量平均值，(t/m^2)；

$$\bar{Z} = \frac{\sum_{i=1}^n Z_i}{n}$$

Z_i ——单个井的单位面积含硫量， t/m^2 ；

n ——钻井个数；

$$\sqrt{V_z^2} = V_z$$

用 A_z 表示整个矿区的储量变化系数，则

$$A_z = \frac{V_z}{\bar{Z}}$$

当计算出 $\bar{Z}$ 、 $V_z = \sqrt{V_z^2}$ 和 A_z 值之后，即可作开采系统的选择。

2) 开采系统确定的原则

应考虑在整个服务年限内的年产量是均衡的这一基本原则，用经济效益价值与生产服务年限的线性关系反映其生产效益的均衡性，如图 1-14-9 a 曲线，反映生产初期开采条件好的矿层，经济效益高，到开采后期，品位降低，效益价值曲线随开采服务年限而降低，当开采到 x 年后，生产将出现无经济效益的情况，矿山需要重新投资以继续钻井开采。因此在开采系统设计时，应保持如图 1-15-9 中 b 直线情况，以使生产持续稳定。

3. 开采推进方向的选择

选择方法有二。

1) 图解法

选择储量变化系数差值 V_z 最小，全区储量变化系数 Z 值较稳定这一原则来确定开采推进方向。

2) 公式法

在开采区域内，根据储量变化系数 Z 的变化特点，可分为区域性变化和方向性变化两种类型，按类型不同的矿床确定不同的开采推进方向。对全区储量变化系数具有最小的标准离差特性的矿床，适宜选择井群（组）式开采系统，当矿床的储量变化系数离差较大时则可选用单线推进式开采系统。

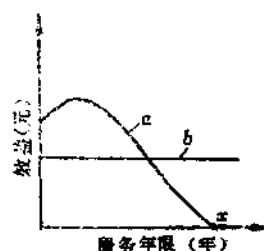


图 1-14-9 经济效益与服务年限关系

$$V_o = \sqrt{V_z^2}$$

$$A_z = \frac{\sqrt{V_z^2}}{\bar{Z}_o}$$

$$\bar{Z}_o = \frac{\sum_{i=1}^n Z_i}{n}$$

式中 V_o ——全矿总区域单位面积含硫的标准离差值；

A_z ——全矿区总的储量变化系数；

$\bar{Z}_o$ ——全矿区总平均单位面积含硫量，它的变化幅度在 $\pm 80\%$ 的范围内；

n ——全矿区井数；

通过对全矿区单位面积含硫量 Z 值的计算，可以求得全矿区储量变化系数的方差值 V_o 或标准差 $\sqrt{V_z^2}$ 及它的变化系数 A_z 值，但须先确定矿区储量变化系数的方向变化率，然后在此基础上选择何种开采推进方向。

方向变化率的计算有平行截面法和中心截面法两种方法。

用平行截面法，利用 Z 值的标准差最小来选择开采方向时，还应与矿床的地下水流动方向和矿体倾向一并进行检验确定。

如 V^2 值几何图形为一圆形，表明 Z 值的标准差 V^2 在各方向均相同而不具方向性，可认为它是区域性变化，可以任意选择开采推进方向。

用中心截面法计算 V^2 值来选择开采推进方向，是选择 V^2 值最小的截面轴。

对储量变化系数呈圆形图象的矿床，可借助矿床的品位等值线图来分析确定，当矿体范围很大，计算全矿区 V^2 值的工作非常繁杂，则可将矿区分成若干块段，分别计算 V 值，波兰常采用 24 井组模式（长边 6 井，短边 4 井）计算 V^2 ， $\sqrt{V^2}$ 和 $\bar{Z}$ 值。

4. 生产井的布井

井网的布置应保证在回收率最大时采一吨硫的费用最少。井网的布置主要包括两个方面，一是井间距离；另一是井网的布置形式。

在波兰，基本井型通常采用等腰三角形和等边三角形。

1) 井网布置形式

井网的布置形式，主要依据硫矿床的渗透性和地下水流动方向来选择。首先用各钻井

的 K 值作出矿区的 K 值等直线图, 依此图确定地下水流方向, 如图1-14-10。沿该方向作流压剖面曲线, 经分析研究即可确定井网布置形式。

等腰三角形井型: 等腰三角形长边与水流方向一致, 如图1-14-11。

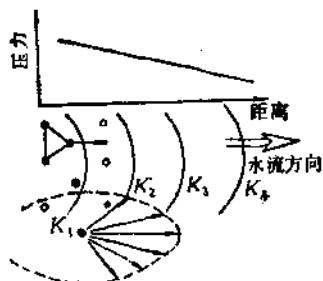


图 1-14-10 井网的布置与水流方向的关系

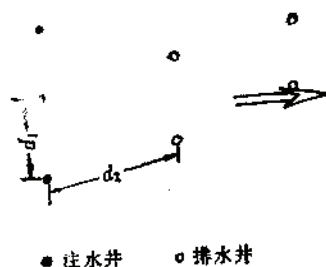


图 1-14-11 等腰三角形井型

确定等腰三角形两个井间距的关系, 一般利用两井间渗透系数的 K 值比公式来确定, 即

$$\frac{d_2}{d_1} = \frac{K_2}{K_1} \beta \quad (1-14-4)$$

式中比例系数 β , 可用理论计算, 也可用实验方法或模拟试验或比拟试验决定。由于地下水流运动条件极为复杂, 很难确定一个完整的数学计算式来表达地下水流动状态。

等腰三角形的井距多采用 $45 \times 60\text{m}$ 或 $30 \times 60\text{m}$ 两种。

等边三角形井型

矿层的最大采收率 $\eta_{\max}$ 是硫的熔融流动角 $\alpha(^{\circ})$ 、矿层厚度 $M(\text{m})$ 、硫的熔融系数 β 、井距 $d(\text{m})$ 和不熔矿层厚度 $m(\text{m})$ 的函数, 即 $\eta_{\max} = f(\alpha, M, \beta, d, m)$, 其经验公式为:

$$\eta_{\max} = \left(1 - \frac{m + 0.33d \tan \alpha}{M}\right) \beta \quad (1-14-5)$$

表1-14-5是等边三角形在不同井距和矿层厚度条件下的最大采收率。假如硫的熔融流动角 $\alpha = 10^{\circ}$, 硫的熔融系数 $\beta = 0.8$, 不熔硫矿层厚度 $m = 1.5\text{m}$ 。

最大采收率与矿层厚度、井距关系

表 1-14-5

$\eta_{\max}$	d	20	30	45	60
M					
8		0.38	0.28	0.12	—
10		0.58	0.53	0.46	0.38
15		0.65	0.62	0.57	0.52
20		0.69	0.67	0.63	0.59
25		0.73	0.71	0.69	0.66

等边三角形布井, 既有利于矿层卸压和预热待采地层, 又有利于提高采收率。波兰目前广泛采用 45m 井距。

直角三角形布置的井网, 随开采方向而变化, 有时可变为任意三角形, 布置钻井应顺水流方向, 井网中心孔的位置, 应向水流方向延长。

其它井型如正方形、矩形，前后排生产井将产生注水干扰，影响采硫经济效果，加之此两种井型不适于按“彼得里也夫”法计算单井采硫范围，又不利于控制地面下沉，因此，波兰不予采用。

井网的布置形式，主要取决于矿床的渗透性和地下水流动方向，此外，还应考虑布井对矿区开发的经济和技术效果。钻井法采硫的最合理井网布置形式是等边三角形或等腰三角形所组成的采硫井网。

2) 采硫的井距确定

井距指生产井之间的距离和生产井与排水井、观察井之间的距离。

(1) 生产井井距

合理的井距，应该是能最大限度的回收资源和减少钻井费用，当矿体埋藏深、钻井费用高，井距宜大；当矿体埋藏浅，矿层厚，供热能力小，采硫速度要求高时，井距可小些。选井距的方法有：最大采收率 $\eta_{\max}$ 法；最大利润率 $\$_{\max}$ 法；混合指标法；多元素坐标法。

(2) 生产井与排水井之间的距离

排水井的作用是排出矿化水，使矿层卸压和引导热水朝一定方向流动。有近距离排水井和远距离排水井之分，主要依据矿层的渗透性来确定，一般情况下，排水井与生产井之间的距离，不小于生产井之间距离的两倍。

(3) 观察井

观察井的作用是观测熔融范围以外温度场的变化，摸清热水流动方向及热量在井下的交换速度，废水的矿化度与距离的关系，以及与生产井之间的距离等。

5. 产量预测与回收率的计算

对井群（组）开采硫产量的预测，一般采用等边三角形井网，它是由三角形组成一个正六边形井组，中间有一中心孔，这种七井布置形式为一个单元小块，每个单元小块的中心孔，与周围六井互相配合进行采硫，在大范围内，各井既是单元小块中的中心井，又是单元小块的边缘井。对各井需确定一个开采范围，以预测各井的产量。计算方法很多，常用较准确的彼得里也夫（Boldyriew）法。

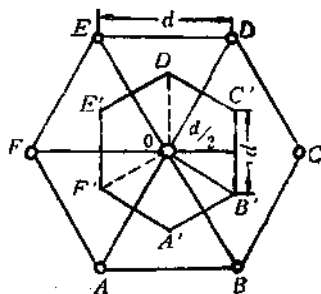


图 1-14-12 彼得里也夫面积作图示意

1) Boldyriew面积计算法

首先对组成六边形井网的单元小块中的六个正三角形，如图 1-14-12，各作出其重心点，再联络各重心点，构成一个小蜂窝状正六边形，其中 $A'B'C'D'E'F'$ 的面积，就是中心孔 O 的开采面积，其他各井的开采控制面积，可仿此计算。

设单元小块井组的井距为 d ，则中心孔 O 至小正六边形的距离为 $\frac{d}{2}$ ，小正六边形的边长为 a ，则

$$a = \frac{2}{3} \times \frac{\sqrt{3}}{2} d = \frac{\sqrt{3}}{3} d$$

平行四边形面积：

$$F = a \frac{d}{2} = \frac{\sqrt{3}}{3} d \frac{d}{2} = \frac{\sqrt{3}}{6} d^2 \quad (1-14-6)$$

小正六边形面积为

$$F_B = 3 \times \frac{\sqrt{3}}{6} d^2 = \frac{\sqrt{3}}{2} d^2 = d^2 \sin 60^\circ \quad (1-14-7)$$

式中 d ——井网的井距值；

F_B ——中心孔开采面积，称“彼得里也夫面积”。每口井只能采出这个单元小块的一部分硫，这样可以按“彼得里也夫面积”法来计算各单井的采硫量。

2) 彼氏六方柱体的总硫量计算

$$Q_{SB} = V_B S \% \gamma = F_B M S \% \gamma \quad (1-14-8)$$

或

$$Q_{SB} = F_B Z$$

式中 Q_{SB} ——柱体总硫量，t；

V_B ——柱体体积， m^3 ；

$S\%$ ——平均品位，%；

γ ——硫矿石体重， t/m^3 ；

F_B ——柱体面积， m^2 ；

M ——矿层厚度，m；

Z ——单位面积含硫量， t/m^2 ；

3) 彼氏六方柱体可采硫量计算

如图1-14-13a， $h = \frac{d}{2} \operatorname{tg} \alpha$ ， h 称“不能采收高度”，在 h 以上正六方柱体内 V_1 的硫

均可被熔化，谓之全熔融区。

(1) 全熔融区 V_1 的体积

$$\begin{aligned} V_1 &= F_B (M - h - m) \\ &= F_B \left(M - m - \frac{d}{2} \operatorname{tg} \alpha \right) \end{aligned} \quad (1-14-9)$$

式中 F_B 、 M 、 d 、 α 意义同前；

m ——矿层底部融硫的非流动层的高度，m；

m 值大小由硫管尾管端口，下深到硫筛孔中，距硫筛孔最上一排孔的距离大小所决定，如图1-14-13b。

$$m = f_s - 0.5f_s$$

式中 f_s ——硫筛管最上一排筛孔距矿层底板的距离。

m 值一般为0.3~0.7m，硫管下深值是依据矿层的地质条件来确定的。

(2) 非全熔区 V_2 的体积

如图1-14-13c，非全熔融区系一倒六方锥体，其体积 V_2 为：

$$V_2 = \frac{1}{3} F_B \frac{1}{2} d \operatorname{tg} \alpha \quad (1-14-10)$$

彼氏六方锥体的最大理论采硫量 $Q_s(t)$ 为：

$$Q_{s(VB)} = (V_1 + V_2) S \% \gamma \beta$$

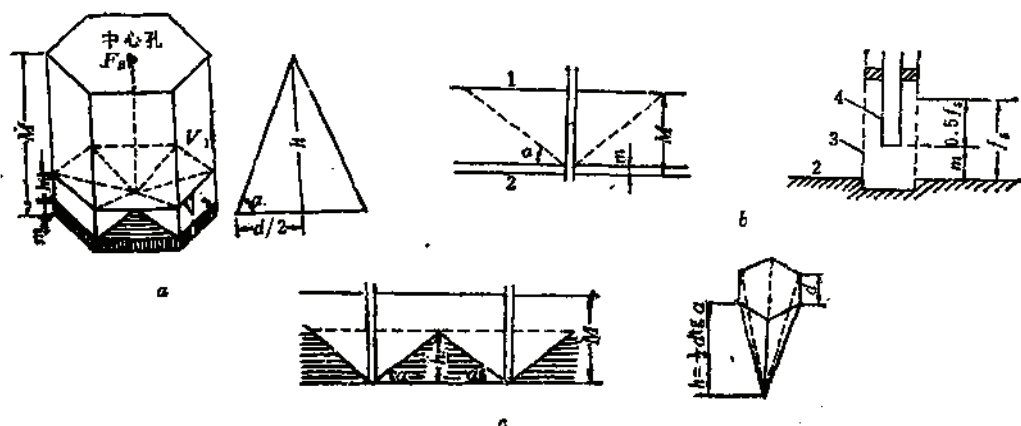


图 1-14-13 可采硫量计算

a—不能采收高度示意图；b—非流动熔硫层位置；c—不熔硫三角区
1—顶板；2—底板；3—硫筛孔；4—硫管

$$= F_B \left(M - m - \frac{d}{3} \operatorname{tg} \alpha \right) S \% \gamma \beta \quad (1-14-11)$$

4) 彼氏六方柱体内硫的采收率计算

柱体内硫的最大理论采收率 ($\eta_{\max}$)

$$\begin{aligned} \eta_{\max} &= \frac{Q_{S(VB)}}{Q_{SB}} \times 100\% \\ &= \left(1 - \frac{m + 0.33 d \operatorname{tg} \alpha}{M} \right) \beta \times 100\% \end{aligned}$$

从上式得知影响最大理论采收率 $\eta_{\max}$ 的因素是 d 、 M 、 m 、 α 、 β 。其中井距 d 值和熔融硫的不流动高度 m 值，属于工艺技术因素，矿层厚度 (M)，矿的熔融流动角 (α) 和硫的熔融系数 (β)，属于地质因素。

5) 苏联预测回收率经验公式

经过实验取得回收率与原矿品位的关系式

$$I_M = b + a S_1 \quad (1-14-12)$$

式中 I_M ——硫的回收率；

S_1 ——原矿品位；

a 、 b ——与矿石结构性质有关的系数。

14.1.1.8 采硫工艺

1. 工艺流程

利用硫的低熔点，通过钻孔向矿层中注入加压过热水，使自然硫熔融。比重大和不溶于水的液态硫往下流动，汇集硫井井底，再将液态硫从井底用气或泵抽等方法提升到地面。其生产井工艺见图1-14-14。

2. 熔硫机理

硫的地下熔融机理的掌握，直接关系到工艺方法的选择。由于熔融过程非常复杂，又不能直接观察，对于熔融机理迄今无统一认识，多数认为：载热体注入井下后与矿层进行

热交换,在矿层中形成高于或低于熔硫温度的两种不同温度区,这两种不同温度区由不断在时间和空间上位移的界面所分开。注入的继续,使高于熔硫温度的熔融区不断扩展,同时熔硫在重力作用下向矿层底板流动。由于熔硫的迳流速度很高,当熔硫提拔后,矿层上部变得更可渗透,加热更快,从而使熔融区首先从矿层上部向外扩展,熔融区逐渐形成漏斗状,液硫沿漏斗壁流向井底,如图1-14-15。

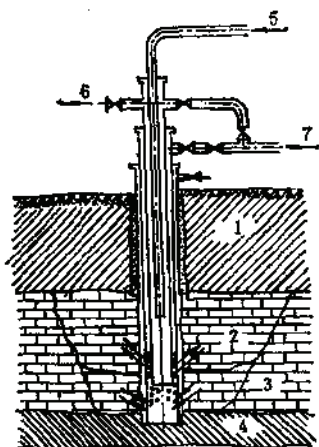


图 1-14-14 生产井工艺示意图

1—矿层顶板；2—含硫石灰岩；3—熔融硫；4—底板；5—空气；6—硫；7—过热水

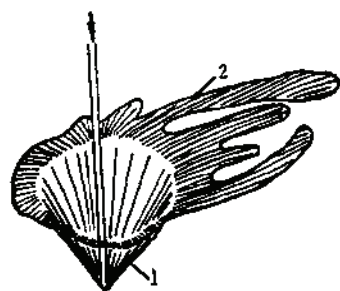


图 1-14-15 熔融区形状概念图

1—熔融漏斗；2—硫饱和次水平带

3. 采硫四个阶段

采硫工作划分为加热、熔硫、稳产和采硫终止四个阶段。

为了清除管道和井下沉积物,注热前将井中管道按顺序用热水清洗,直至排出清水为止。管道清洗后,即可向两套管路注入过热水预热矿层,温度 $160\sim 165^{\circ}\text{C}$,压力依矿层吸水性而定,预热期一般只需数天或半月,当渗透通道里的温度达到 119°C 时,通常周围的硫开始熔融,加热时间延续,熔硫矿段互相连通扩展,形成熔化带,于是液硫借重力流动汇集井底,利用钻孔工作面形成负压的方法,将液硫抽至地面。第一次抽硫前,热载体消耗量一般为过热水 10000m^3 。抽硫开始后,熔硫带在矿层上部首先连通,熔融带逐渐形成漏斗状,随熔硫边界的延伸,钻孔间矿柱高温的降低,液硫过滤的距离也将增大,由于液硫运动轨迹与水平面之间夹角的减小,制约硫向工作面过滤的重力分异作用也随之减少,导致硫的采出量逐渐减少,载热体单耗增加,如是标志采硫进入终止阶段。在熔硫与采硫终止两个阶段之间,划为稳产阶段。此阶段要建立注热和定期抽硫的作业制度。稳产阶段延续时间一般为 $5\sim 15$ 个月。在熔融区形成的过程中,是用注入的热水量来控制熔融速度,用调节注入空气速度来控制生产速度,用排水井来控制地下熔硫过程,要使生产稳定持续进行,必须使熔融速度和抽汲速度之间建立平衡。钻孔产量不高的原因,除地质条件与热熔法要求不相适应外,主要就是开采工艺受到破坏。苏联雅佐夫矿由于以上原因一年内投产的硫井曾有 $40\sim 50\%$ 报废。

4. 井身结构与硫井装备

合理的硫井结构,应是保证在整个生产期间,硫的回收最高而又安全生产无事故(即

无工作面上硫的凝固, 腐蚀和压碎等引起井管破坏等), 合理选择生产管的直径, 能保证载热体、压气和硫在给定耗量时的压力损失最小。

井身结构是硫井全部基本数据的总称, 如图 1-14-16, 包括以下数据: 从开钻到完钻所用的钻头、钻杆的尺寸和钻杆长度、套管层次、直径、各层套管的下入深度, 钢级和壁厚, 各层套管注水泥的数据。井身结构是全部钻井过程的计划和施工的重要依据。

图中, $d_1, d_2, d_3, d'_1, d'_2, d'_3$ 分别为各层套管和钻杆直径; D_1, D_2, D_3 为钻头直径; H_1, H_2, H_3 为各层套管下入深度; $\frac{g}{\delta}$ = 套管钢级/套管壁厚。

井身结构是由钻井方法、钻井目的, 地质条件与钻井技术水平所决定的。因此, 在制定井身结构时, 应考虑以下三个因素。

(1) 与采硫工艺和硫井产量有关系的末层套管直径。

(2) 地质剖面中的复杂地层。依次决定下入表层套管和中间套管的必要性, 以及必须下入的深度。

(3) 当地钻井技术水平和当时的钻井技术条件。依此确定钻井时可能达到的裸眼长度。

周密而全面地研究以上因素, 制定合理的井身结构, 是保证高速钻进与硫井投产后正常出硫的关键, 表 1-14-6 为国内外硫井井管参数实例。

14.1.1.9 矿山地面设施

地面设施包括:

(1) 供水系统: 泵站、管路和蓄水池。

(2) 供热系统: 加热和处理工艺水的热力供应站。其设施包括软水器、锅炉、水泵加压管线和仪表。水处理过程一般包括沉淀、过滤、脱氧、软化和加碱垢剂。

(3) 供气系统: 压风机、管线。

(4) 监测系统: 控制站, 仪表。

(5) 供电系统。

(6) 净化系统。

(7) 硫产品收集、装载和贮存系统。

(8) 精制加工系统: 硫过滤。

(9) 固体或液体硫的运输系统。

(10) 机电维修车间。

(11) 科研试验。

(12) 行政及生活福利设施。

地面设施因矿各异, 难以作规范性设计, 实例如下:

如图 1-14-17 是山东泰安采硫地面设施布置。

如图 1-14-18 是美国墨西哥湾区, 距海岸 10km 的 Camanode (卡姆拉达) 硫矿区的地面

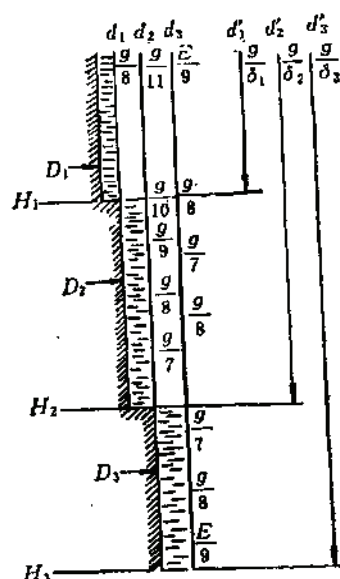


图 1-14-16 井身结构示意图

国内外硫井井管参数

表 1-14-6

硫 矿	表 层 管 (mm)	技术套管 (mm)	热 水 管 (mm)	硫 管 (mm)	压 气 管 (mm)
Free Port (美)		254	152.4	76	31.8
联合公司 (美)	304.8	203~254	127	76	25.4
杜威公司 (美)	254	203	152.4~177.8	76	25.4
新海湾公司 (美)			142.8	76	25.4
巴什尼亚 (波)	355	219	127	88.9	25.4
深井型 (波)	346	219	138.7	88.9	25.4
浅井型 (波)	346~355.6	244.5	127	88.9	25.4
雅佐夫 (苏)			215.9	88.9	25.4
联邦德国克萨斯 (美)		219	158	88.9	25.4
佛罗里达 (美)		202	152.4	76	53.9
佛罗里达 (美)		191~254	168.3	76	25.4
米什拉克 (伊拉克)		263~215	152~139.7	76~88.9	25.4~38
山东泰安 (中)	274	177.8	127	71	25.4
技术要求与作用	插入覆盖层下部,使硫矿体与水、砂及冲积层隔绝 插入到矿层顶部,可把水导入矿层较高部位,防止坍塌 穿过矿层底板或以下数米,用于注水及吸抽矿层底部一定范围内的热水。 硫管几乎到达井底,用以把液硫抽(举)出地面 悬吊在硫管内,引进压缩空气以提升液硫				

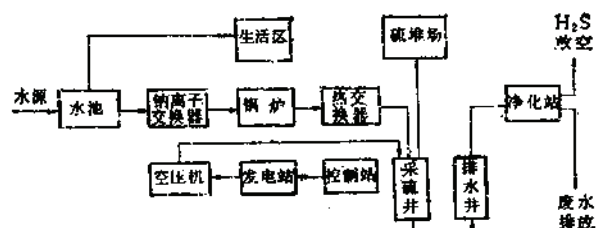


图 1-14-17 山东泰安试采矿场地面设施布置示意图

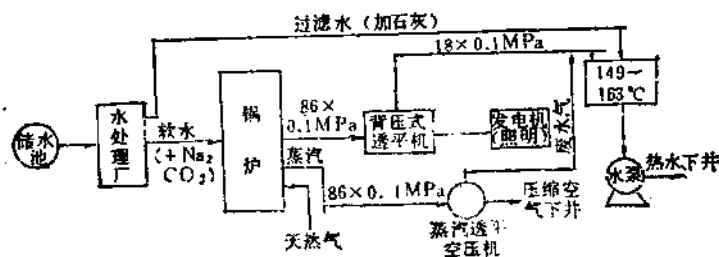


图 1-14-18 美国卡姆拉达矿地面布置图

设施布置。

波兰巴什尼亚试验矿的地面总平面布置如图1-14-19。

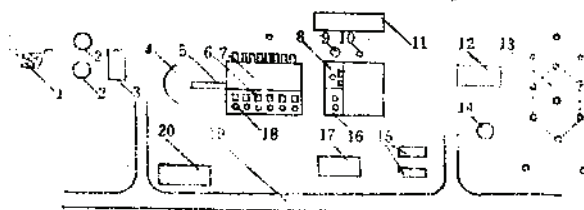


图 1-14-19 波兰巴什尼亚矿总平面布置示意图

1—水源；2—水池；3—生活水软化站；4—煤堆；5—皮带机；6—泵；7—锅炉房；8—控制室；9—加热器；10—反应器；11—空加机房；12—控制站；13—井区；14—储硫罐；15—堆硫场；16—循环水房；17—食堂；18—离子交换器；19—公路；20—办公室

14.1.1.10 对渗透性差的硫矿床改造

针对不利条件，采取相应的改造方法：

(1) 对敞开型矿床，在矿床中和渗漏的覆盖岩层或下伏岩层中设置人工隔水屏障，使开采区形成一周围封闭或部分封闭的“容器”。

(2) 对高渗透矿床，采用钻孔爆破技术，设置地下堵水屏障；加大注水量；缩小孔距；多孔同时工作；充填空洞等综合工艺方法。

(3) 对低渗透致密矿床，采用爆破法，酸化法，水力压裂法或联合工艺以提高渗透性。

(4) 改善采硫工艺，加添亲水剂使硫与石灰岩分离；扩大开采水比重，加快底熔。

14.1.1.11 环境保护与工业故障

1. 环境保护

压入载热体的同时须将层间水汲出，层间水含有大量的矿化物，污染环境，需进行净化、软化处理后排放。玛霍夫矿将含有盐和有害气体的矿化水喷淋，从塔底鼓入空气由下上升，水与空气相向而行，可将污水中的有害气体消除，流到塔下的废水，中和沉降后排放。波兰巴什尼亚的闭路循环是引人注目的方法，将矿化水抽到总集水池，用三聚磷酸钠处理后，从蒸汽直接喷射加热，然后作载热体再注入硫井；美国 Free Port 公司主要采用的方法有喷射氧化——蓄水池法和烟道气处理。

2. 安全防护

钻孔法采硫矿山易发生烫伤及中毒事故。危害的热源有 $160\sim 180^{\circ}\text{C}$ 的高温热水， 120°C 以上的液硫和高温蒸汽。废热水中有害气体有 CO 、 CO_2 、 H_2S 和 SO_2 ，对人体危害很大。其中 H_2S 气体有剧毒，主要来自含硫矿层，随废热水由排水井逸出地表， SO_2 主要由硫燃烧产生，危害安全，污染环境，生产中对此两种有害气体允许的工作浓度为 $0.01\text{mg}/\text{m}^3$ ，工业“废水”最高允许排放标准为 $1\text{mg}/\text{m}^3$ 。

3. 地表塌陷

注热熔硫过程中，上覆的石灰岩性能将发生变化。波兰 Egroko 矿通过试验发现，在熔硫后，其骨架强度减小90%以上，岩石移动，地表塌陷，硫井变形，管路扭曲断裂或堵塞，致使硫井报废，需重新补开。如玛霍夫矿地面沉降最大深达5m。

4. 地下空洞

硫井附近的硫熔出后,将留下大小不等的空洞,串通的空洞将使注入的过热水不向外国渗透而通过空洞散失,给生产带来危害。常用注浆堵漏办法处理。

5. 腐蚀与堵塞

熔硫虽无腐蚀性,但夹带的水和空气使井内管壁很快腐蚀,如泰安硫矿试采中,空气管五个月腐蚀殆尽。有的国家管道采用水泥内衬或合金管。井底的堵塞有硫堵,泥砂堵,常使注水提硫严重受阻。

14.1.1.12 开采费用和钻井服务年限

1. 开采费用

生产一吨硫磺的成本,由消耗的燃料和水的数来确定。美国 Free Port (弗里堡)公司一个年产100万 t 的硫磺矿,全矿只有200人(其中主要的是行政管理人员)。成本组成中最主要的是燃料费用,按 $27.2\text{m}^3/\text{t}$ 硫水计算,一吨硫的燃料费就是20美元,其次是管道费,第三是化学溶剂费用,第四才是人工费用。以 Carilom Island 矿为例进行经济评价。该矿位于近海,覆盖水深3.05m,矿床埋深360~457m(水面以下),矿床储量小,地质储量330万 t,可采储量为地质储量的75%,含硫品位20%以上,为了减少投资,使用的采硫船是用过20年的旧船,若用新设备,是不合算的,若矿床在陆地,采用全新设备,仍不合算。其经济评价结果:

可采储量250万 t

年产量 30万 t

服务年限 8 年

总投资 2500万美元

单位投资 84美元/t

现行售价 117美元/t

每吨硫费用:

燃料(气)费 30美元

材料、化学剂 25美元

折旧 10美元

人工费(直接生产人员80人) 7 美元

运输、运转 5 美元

设备维修(基建投资的5%) 4 美元

行政管理费 5 美元

总成本 80美元

生产利润 31美元

开发费(土地租借占生产利润的50%) 15美元

税金(剩余利润的50%) 8 美元

纯利润 8 美元

每吨硫资金流动效益:

利润 8 美元

折旧 10美元

计 18美元

年投资收益率 21.7%

2. 钻井服务年限

钻井的服务年限和产量,因井而异,主要取决于硫井在矿区的所在位置和生产人员的操作技术水平。如海湾地区有一生产矿区,面积 4 km^2 ,已钻生产井1700~1800个,排水井50~80个,工作了40年,有的井年产量5000~10000 t,有的井可达20~40万 t,最多的一口井产硫100万 t。但有的井生产时间极短,单井累计产量只有数十吨,甚至还有的井无产量,在个别情况下,生产井可以反复开采三、四次,开采的时间越长,热效率越高,甚至原来开采效率不高的矿床,经过一段时间,盐丘热效率却改善了。

对每口硫井服务年限的预测,须待采硫生产1~2个月左右才能掌握其周期规律。波兰在硫井生产2~100 h后便可知。对情况复杂的硫井,预测是极为困难的,但可凭某种现象来预测采硫周期的结束,如注入热水压力和热水量不变,而产硫量急剧减少,这预示着井底液硫面已降低,汇集井底的硫量减少。

14.1.2 铜、铀矿床的溶浸开采

浸出是一种从矿岩中回收有价金属的湿法冶金过程,金属矿的溶浸作用分为化学的和细菌的两种,溶浸方式有原地浸出,堆浸,渗滤浸出和搅拌浸出等几种。浸出方式的选择取决于待处理矿石的化学物理性质。需要考虑的因素有:矿石品位,矿物的溶解度,耗酸的脉石矿物量,生产规模及金属矿物产状等,溶浸法通常用于矿山的废石堆、旧采场、崩落区、废露天矿边沿区以及贫矿床,用于浸出的化学溶剂有:无机酸溶液、苏打溶液、细菌浸出时的硫酸铁溶液、溶解盐层的水溶液和氰化钠溶液等,根据被浸矿物的化学性质来选择。

从浸出富液中提取金属的方法主要有:置换沉淀法,离子交换-电积法,溶剂萃取-电积法及活性碳吸附-电积法。

14.1.2.1 铜的溶浸开采

1. 铜浸出的基本原理

从低品位硫化铜矿石中用弱酸性硫酸铁溶液浸出回收铜,由于浸堆中的矿物类型繁多,受季节温度和湿度变化的影响以及浸堆渗透率因时因地而变等原因,将涉及一系列复杂的机理。一般说,铜的浸入既要求供给铁离子使硫化物氧化,又需要用酸溶解铜的氧化物,并使已溶解的物质保留在溶液中。以适当的速度连续浸出铜时,必须使氧容易进入,还要有某些细菌将亚铁离子氧化为铁离子,以免不断补充新的硫酸铁。在顺利条件下,硫化矿物经反应生成可溶性硫酸铜,硫酸亚铁及不可溶硫,如因浸出液环流不良,或条件对亚铁离子的氧化不利,以致使铁离子来源中断,则浸出过程中止。

2. 铜的化学溶液

化学和细菌浸出法已广泛应用于铜矿工业,近60年间,美国西南各州大型斑岩铜矿采用废石堆浸,日处理能力达数十万吨,肯尼科特(Kennecott)公司露天矿用堆浸法处理的废石达40亿吨,年产铜量8.8万 t;溶浸法已成为露天矿山的重要补充,原地溶浸采矿的出现和工艺技术的日趋成熟,是溶浸采矿发展过程的历史性转折。

1) 废石堆溶浸

废石堆溶浸法是以最便宜的方式把废石卸在有斜坡的场地上,从废石堆顶部加入浸出溶液,以浸出其中的铜,并把从废石堆流出的溶液,泵送到沉淀装置内以回收铜的方法。

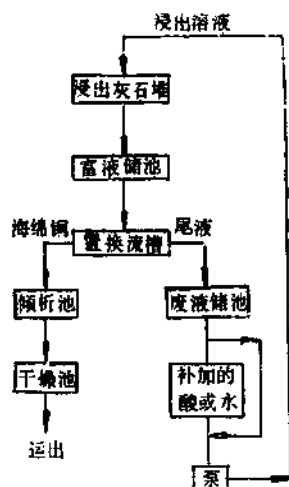


图 1-14-20 废石堆浸出和铁置换的原则流程

m^2 排弃场面积10L/h，溶剂在排弃场渗滤时间长短取决于废石堆的高度：高度30m渗滤时间2~3d；高度76m渗滤时间3~4d；高度120m~150m渗滤时间12d。溶剂是影响废石堆中铜溶解速度的重要因素，其温度变化范围在冬天可低至7~8℃，到夏天可达30~35℃。

喷淋与矿石和硫化物氧化的通风干燥交替进行，当产品溶液中含铜浓度降到0.5g/L时，喷淋停止，待干燥后再重复下一喷淋周期。整个浸出周期的最佳时间为3~4年，排弃场浸出后，产品溶液中铜平均含量是0.7~3.6g/L，铜的回收率为25~60%。

排弃场的回收率随堆深而变，越往下回收率越低，墨西哥加纳尼阿公司取样分析表明，当铜的平均回收率为40%时：

堆深20m以上	回收率80%
堆深20~35m	回收率50%
堆深35~55m	回收率<10%

因此，排弃场的最佳浸出高度为30~35m。

溶浸液的布液方法：有喷洒法、液池法、钻孔注入法等。

2) 矿堆溶浸

矿堆溶浸法与废石堆浸法的主要差别在于浸出矿石。

在矿堆溶浸的矿石，多为氧化矿物的标准铜矿和含铜品位为0.4~1.1%的辉铜矿，不适于溶浸铜的硫化物、或处理大量碳酸盐和其它酸溶性脉石矿物的矿石。

矿堆要堆放在准备好的地基上，地基类似排弃场，矿堆容量为10~50万t，矿石最大块度一般不超过300mm，堆高为4.5~7m，理想的堆浸场是一个能容纳矿石的狭谷或沟壑，谷底则已露出基岩。此外，小山间的山沟也可用作堆矿场，造堆的地面要保持一定坡度以使浸出液流入蓄水池或集液坝。

矿堆溶浸的地表准备工作和溶浸液的分布，其要求条件与废石堆浸出相同，矿堆浸出周期以月计。

实例：美国兰彻斯（Ranchers）勘探开发公司所属兰鸟矿（Blue bird），用含铜0.5%以上氧化铜

废石堆溶浸多用于处理露采剥离的低品位矿石和废石，含铜品位低于常规边界品位（一般为0.4%）的铜矿石的原料，无论是铜的氧化和硫化矿物，均可用此法溶浸，浸出作业的最终产品是含铜溶液，浸出周期以年计，其原则流程如图1-14-20。

为了控制废石堆流出液的含铜量（通常为1~2g/L），可以直接或间接地控制以下各因素：作业循环（湿润和干燥的交替周期）施加的溶液量，pH值， Fe^{2+} 和 Fe^{3+} 含量或氧化还原电位。含氧量、细菌及其所需的养料、湿度等。

浸出废石堆多呈截头锥体，美国西部主要浸出废石堆的溶量约550万t~40亿t。国外有26套在废石堆溶浸铜的设备，几乎所有矿山企业都是利用置换或萃取设备的废液作为溶剂，当废液酸变低时，再补充酸重新酸化，保持pH值在1.5~3，最佳喷淋标准是每

矿石堆浸,堆浸矿石最大块度约30cm,大部分物料小于10cm,矿堆按厚6m分层堆筑,每堆矿石量120000t,表面面积5574m²,矿石堆在山沟里,地面压实,土壤胶结,上面覆盖一层稀沥青以养护和防水,浸出溶液加硫酸量为50g/L,每分层浸出120天,供液量为28m²面积4.6L/min,浸出液含铜3~7g/L,经120天的浸出后,估计铜回收率达40%,浸出期结束时,将分布浸出液的塑料、管网移走,并将表面一层矿石用松土机松动,再铺上第二个6m分层的120000t矿石,有的矿石堆分9个分层浸取。

国外堆浸方法对照见表1-14-7。

国外堆浸方法

表 1-14-7

堆浸方法	废石堆浸出	矿堆浸出
应用范围	脉石或等外矿石	标准氧化矿和次生硫化物矿石
浸出矿石或废石量(万吨)	100~20000	10~50
铜回收率(%)	0.14~0.40	>0.40
浸出时间(天)	36~48	<6
用本法的国家	美国,墨西哥,西班牙,菲律宾,保加利亚,南斯拉夫,捷克斯洛伐克	美国,澳大利亚,赞比亚,秘鲁,智利

美国一些铜矿的堆浸回收率为25%~60%,建设年产50~1500t铜,处理含铜矿石品位为0.5~2%的堆浸厂设备投资为3.8~66万美元,置换设备的投资为0.24~39.6万美元,生产一吨铜的成本为8.0~51.8美元,对贫铜矿石和平衡表外铜矿石堆浸所得含铜70~80%的置换铜成本,比传统工艺(浮选和焙烧处理精矿)生产铜的成本低30~50%。

3) 槽浸法

主要用来提取酸溶性铜含量高于0.5%的硫化铜和氧化铜的混合富矿,如果矿石孔隙度小需要破碎才能浸取时,则槽浸法优于堆浸法,此外槽浸的优点还有周期较短,浸出周期以天计,回收率高,药液损失甚微,药液含铜量高,可用铁置换以外的其他方法回收铜,如欲快速提取铜则采用槽浸法。实例:美国亚利桑那州的莫斯皮瑞兴铜矿是氧化-硫化混合矿,为了分别从氧化矿和硫化矿中回收铜,采用的槽浸是矿石先经破碎筛分,再经对辊机破碎分级,最终所得矿砂最大粒径为1cm,得自分级机和旋流器的矿泥,含有85% 200目以下粒级,单独处理,共有15个浸出槽,每槽宽约20m,长53m,深5.6m,每槽装矿石约9600t,用电解车间的返液对氧化矿分批浸出,浸出液加热至53℃并以9m³/min的流量送入矿石浸出槽,浸出溶液和富液的化学分析见表1-14-8。

浸出溶液和富液的化学分析 (g/L)

表 1-14-8

溶 液	Cu	H ₂ SO ₄	Fe ³⁺	Fe ²⁺
浸出溶液	24.1	18.0	3.5	4.1
富 液	28.7	9.0	6.8	0.8

黄铜矿不易溶于浸出溶液,可以从槽浸尾渣中回收,渣内黄铜矿同其他硫化物一起用浮选法回收,槽浸富液的铜用电解沉积法回收。矿泥则先浮选硫化矿,后浸出氧化矿以回收铜。

4) 原地溶浸法

原地溶浸法是对矿体内的破碎矿石进行浸出的方法。浸出周期以年计。此法适用于浸出铜和其他金属的氧化矿和硫化矿, 根据不同矿床的具体情况, 采用不同的方案进行溶浸; 对于致密矿石需要预先破碎, 并贮存于矿房中, 或是造成崩落区, 对于层状沉积疏松充水矿床, 采用由抽液孔和注液孔组成的注抽系统; 对于埋藏浅的矿床, 可采用集液沟集液平巷代替抽液孔。还可以采用由井巷、注液孔和集液设施组成的综合方案, 有时对已采矿段的崩落区顶板、破碎矿柱及含矿充填料(充填法)和残矿进行原地浸出, 还有用提取矿井水的方法以回收金属的。

图1-14-21是坚硬矿石地浸工艺流程的装置系统, 地浸作业的工序:

- (1) 崩矿和准备溶浸矿石;
- (2) 装备矿房;
- (3) 用化学溶剂溶浸矿石;
- (4) 向母液增添溶剂, 使能重复用于溶浸矿石。

层状沉积矿床的地下浸出, 是通过钻孔实现的, 化学溶剂从注液井注入地下矿体, 溶剂在矿层内沿水流方向渗透, 从相距一定距离的抽液井内将产品溶抽至地表, 进行地表加工提取, 层状矿体地浸工艺如图1-14-22。

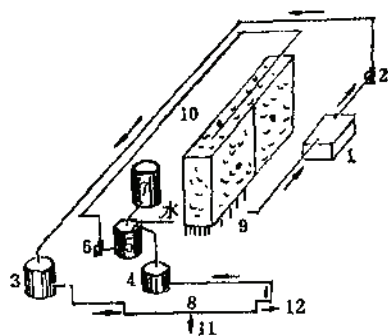


图 1-14-21 地浸坚硬(块状)矿石装置系统示意图

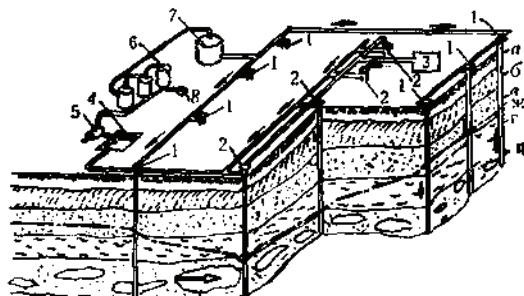


图 1-14-22 地浸矿层示意图

地浸法不适于处理下列矿石: 十分致密而孔隙度又小的矿石; 由难溶于化学溶剂的原生矿物组成的坚硬矿石; 泥质矿石。对不含水的沉积疏松矿层, 地浸法也难于应用。

实例: 大迈克 (Big Mike) 铜矿原地溶浸。该矿为一扁豆状矿体, 倾角 50° , 长180m, 厚90m, 从地表往下延深90m, 储量为10万t含铜30%的块状硫化铜矿及70万t含铜2%的混合硫化一氧化铜。已用露天采出10万t富矿及350万t废石和30万t贫混合矿, 还有4.75万t混合矿留在底部及边坡下面未采, 此残留矿石如继续露采, 剥采比高达6.5:1, 显然是不合算的, 因此决定原地堆浸, 首先用钻孔法将残矿爆破至330mm以下, 孔径为146mm, 228.6mm和250.8mm不等, 单位炸药消耗量为0.68kg/t。矿石平均块度230mm。爆破后将矿堆平整成四个阶段并开出矩沟。用单级离心泵将尾液输送到各个阶段, 并通过 $\phi 50$ mm塑料胶管上的喷嘴洒布溶浸液, 布液流量为909L/min, pH=1.5~2.9。集液井在沟底中央, 深54m, 井下有一台30kW 10级立泵抽取富液, 由于地下水面距露采采场底板近, 在外围打了几个观察孔, 观察溶液没有流失, 经多次循环后的富液含铜达2g/L, 第一年生产速度为909L/min, 日产铜2180kg, 年产铜能力785t。据计算, 金属回收率为70%, 共可回收铜8400t, 价值1600万美元, 而直接的基建费用仅30

万美元。

3. 铜的核爆破化学采矿

用核装置在矿化带内爆破，再对破碎矿石进行化学浸出的联合法，已证明其应用和技术上和经济上都是可行的，但尚无实际的应用报导。

渗透性差的超深矿体，溶浸只能在矿坑内已破碎的矿料中进行，国外已提出过核爆破采矿法，图1-14-23为核爆破后进行压力溶浸的工艺流程。

矿洞中矿石的溶浸工艺是：钻孔2通至洞顶和钻孔5通至矿洞底部，氧气通过安装在钻孔5内的输气管6送至矿洞底部，输气管与地面压气机8相联，用泵1将产品溶液从矿洞抽至地表处理间9，处理后的废液经管6和钻孔2间的环隙返回矿洞复用。

在溶浸黄铜矿 CuFeS_2 时，氧作为氧化气体使用，因矿洞处于高压条件下，输入的氧能大量溶于水，氧化黄铁矿(FeS_2)生成硫酸(H_2SO_4)和硫酸亚铁(FeSO_4)，硫酸亚铁与硫酸反应生成能溶解黄铜矿和其他铜矿的硫酸铁 $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ 溶液，铜被溶解从矿石中析出，生成硫酸铜溶液，然后从溶液中用置换沉淀法或电解法提取铜金属。

所有地下核爆破的建议，都是通过初始形成的洞室崩落，造成一个破碎矿石的竖筒，核爆破是通过裂变和聚变实现的，这种竖筒的形成程序如图1-14-24。

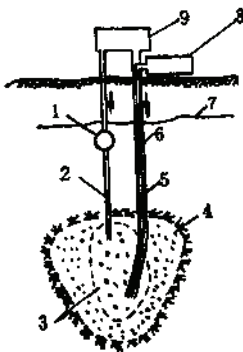


图 1-14-23 核爆破压力溶浸工艺流程示意图

1—泵；2—钻孔；3—矿洞；4—矿床；5—钻孔；
6—输气管；7—地下水位；8—压气机；9—处理间

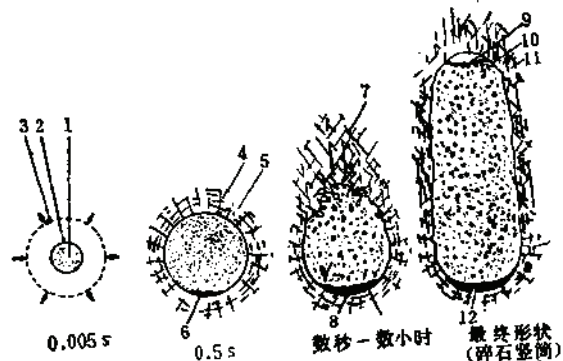


图 1-14-24 空洞-竖筒的形成

1—高温高压蒸气；2—扩张空洞边界；3—扩张强冲击波；
4—裂隙；5—熔融岩石；6—熔岩熔池；7—延伸的崩落区；
8—崩落岩石与熔岩混合；9—空洞；10—破碎岩石；11—
裂隙；12—玻璃状熔岩

4. 铜的细菌溶浸

浸出铜的微生物为天然存在的自养的需养菌如：氧化硫硫杆菌和氧化铁硫杆菌，其浸出功能是将硫化物氧化成硫酸盐以及将二价铁氧化成三价铁，氧化的金属和生物活化引起酸度增高，两者结合起来导致矿物的加速浸出，细菌浸出通用流程如图1-14-25。

细菌使氧化反应速度比在无菌条件下的速度快上千倍，硫酸及硫酸铁的速度生成促使不溶性金属硫化物很快转化为水溶性金属硫酸盐，硫杆菌和铁杆菌在pH值为3.5或更低的溶液中作用最佳，温度不应超过35℃，氧的含量须在9%以上，排硫杆菌及蚀阴沟硫杆菌在pH值为7.0~11.0的碱性环境中，使金属硫化物氧化，在酸性介质中氧化硫硫杆菌可使

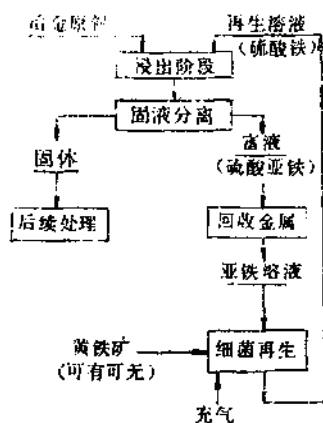


图 1-14-25 细菌浸出通用流程

铜兰、辉铜矿、斑铜矿及黄铜矿等铜矿物氧化，在碱性介质中这些矿物又可为排硫杆菌或蚀阴沟硫杆菌所氧化。

对于细菌在硫酸盐还原成硫化物或单体硫的过程中所起的作用报导还很少。能使硫酸盐还原的细菌普遍存在，它们加快铁铝合金的腐蚀，促使石油脱硫及硫化物矿床的形成。还原细菌要有一定的生态条件，需要有一种含氢的或有机物的厌氧介质，还原时的自由能变化为+14大卡。通常要求细菌能耐酸、碱、高硫和金属毒性，大多数溶浸场是利用污水制备溶浸液，所生成的硫化物存在形式与 H_2S 、 HS^- 和 S^{2-} 的平衡状况有关，还与硫化物的含量、pH值、温度和压力等条件有关。

尚有一种未被认识的高温细菌，已按布赖面利方法进行了实验室研究，条件是在 $45^\circ \sim 75^\circ C$ 和 $pH=2$ 的酸性介质中氧化还原无机硫和铁，高温细菌与硫化铜矿物反应的试验中，细菌浸出黄铜矿是在具有0.02%酵母和 $60^\circ C$ 的酸性介质（ $pH=2.5$ ）中进行的，30天内铜以每天约 $10 \sim 16 mg/L$ 的速度从黄铜矿中（27.6%铜、 $74 \sim 105 \mu m$ 粒度）溶解。

14.1.2.2 铀的溶浸采矿

1. 地面堆浸

是溶浸矿石的最老的方法之一，适宜于处理品位为0.01~0.08%的矿石，铀的提取率一般为80%。

实例：美国联合碳化物公司对怀俄明州加斯希尔斯（gas Hills）周围堆积的品位为0.04% U_3O_8 的160万t贫铀矿石，采用地面堆浸法处理，首先进行取样台架试验以摸索浸出参数，并建了一个 $20.7m \times 37.8m$ 的半工业规模的试验堆（实际分为三个堆），还在实验室内安装一个大柱进行验证试验，将重10t的矿样（粒度25cm占90%、铀含量0.04%、湿度8%）装入高6m，直径1.2m塔内，塔底装有木条假底，木条规格 $50 \times 100cm$ ，排列间隔为50cm，溶液由假底排入专门容器中，矿石在塔内酸浸8天后，用水洗涤30天，结果为：

溶液平均含铀量	0.138g/L
溶液通过矿石层的速度	$0.002 L/cm^2 \cdot h$
浸出液与矿石的体积比	2.4:1.0
尾矿中含铀量	0.005%
溶液中铀回收率（参见图1-14-26）	88.3%

试验取得满意效果后，于1973年~1974年建成一个20万t规模的浸出堆，用单池分段逆流进行浸出，运转后的头三年中，回收了34900kg U_3O_8 ，残渣品位为0.008% U_3O_8 。

2. 地下堆浸

地下堆浸中，铀的浸出是基于毛细的和化学的共同作用。铀的静态浸出中地下浸出方法之一，是用深孔挤压爆破的强制阶段崩塌法或其他方法将地下矿体崩落，放矿三分之一，其余留在采场就地溶浸，浸出液输往附近工厂或就地处理。

实例：加拿大阿格纽湖矿的分段深孔留矿地下堆浸采铀，是世界上地下堆浸规模最大的，矿石品位0.045%，阶段高120m，分段高30m，在分段上用潜孔钻向下钻直径115mm的孔，后退爆破，矿石

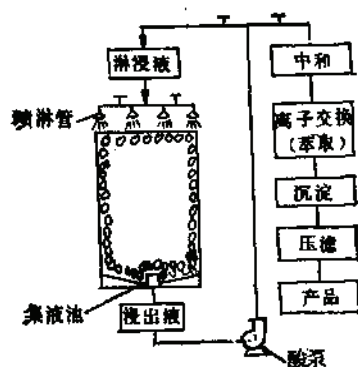


图 1-14-27 地下堆浸生产流程图

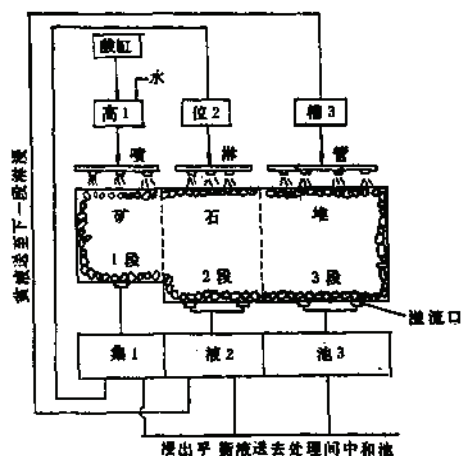


图 1-14-28 采场淋浸系统示意图

工业试验主要技术经济指标

表 1-14-11

名 称	爆破破碎矿石			浸 出 回 收						主 要 消 耗							
	台 班 留 岩 效 率 (m)	工 作 面 劳 动 生 产 率 (t)	月 产 量 (t)	纯 淋 浸 时 间 (h)	淋 浸 延 续 天 数 (d)	液 计 淋 收 率 (%)	渣 品 位 (%)	渣 计 浸 出 率 (%)	实际金属回收率 (%)	炸 药 (kg/t)	雷 管 (个/t)	钢 钎 (kg/t)	水 泥 (kg/t)	木 材 (m³/t)	酸耗98% H₂SO₄		溶 液 量 消 耗 (m³/t)
															用耗 (kg/t)	净耗 (kg/t)	
指标	42.6	5.28	2090	560	155	84.1	0.0089	82.6	73.2	0.75	1	0.12	8.09	0.0063	13.7	7.3	0.91

注：1. 因设备及操作故障，溶液跑槽等损失的金属量5.85%未列入。

产品质量鉴定（百分含量%）

表 1-14-12

取样编号	水 分	U	SiO ₂	Fe	Al	Mo	F'	SO ₄ '	PO ₄ '	备 注
1	74.35	55.92	0.6	1.5	<0.5	—	微量	18.53	0.7	1, 2样为2厂提供, 其余各样为3厂提供
2	74.38	55.96	—	—	—	—	—	—	—	
3		51.41	0.0	0.32	0.317	0.1	0.01	21.6	0	
4		61.08	0.08	1.56	0.317	0.1	0.01	11.5	0	
5		49.34	0	0.33	0.211	0.15	0.008	28.8	0.01	
6		54.16	0	0.86	0.479	0.05	0.008	22.9	0.005	

解矿层中的铀，含铀浸出液从抽液井抽出地表，输往加工厂回收。原地溶浸法与露天法相比的结论是：从利润和投资回收而言，原地溶浸法极为优越，在铀价40美元/磅情况下，剥采比30:1，矿床品位与可采厚度的乘积（简称GT）为0.5或更小（即矿床深度与GT之比大于200）时，露天是无经济效益的，而采用原地浸出法，即使U₃O₈价格为20~25美元/磅，矿石品位降至0.05%，仍有利可图，近两年美国用此法每年获得1100tU₃O₈。

实例一：美国得克萨斯州克莱·韦斯特（clay west）铀矿是美国建成投产的原地钻孔溶浸采铀中规模最大的一个，该矿床埋深189m，矿层厚3.3~20m，含U₃O₈0.05~0.5%，投产时有注液井66个，并距

采矿工艺是：用高压水枪切割矿石，采下来的矿石与射流水混合的矿浆用喷射泵提到地表，排入矿浆沉淀池，也可直接用喷射泵将矿浆通过管道输往选矿厂，开采后产生的矿洞在作业终了时，用废物料和砂石充填。

此法能降低成本，改善作业条件，能使开采造成的危害（如地表破坏，废石堆积，地下水质量和水文方面受损以及地表水受污染等）降到最低限度，钻孔水利法具有的选择性，可使小矿体或不连续矿床的开采经济效益更高。

实例：美国比尔克里矿的九里湖成功试验了铀矿的钻孔水力开采，将高压水（ $200 \times 10^5 \text{Pa}$ ）射流通过钻孔导入矿体，切割破碎的砂浆液抽出地表进行加工处理，三口试验井直径400mm，深30m，以平均7.3t/h的速度，从23~30m的深度范围内采出816.5t矿石。

5. 矿化水提铀

在自然条件下，由于有用矿物受地球化学的天然地下溶浸，在许多情况下，被矿化的自然水具有工业利用价值，自然条件下的溶浸作用有碳酸氢钠和铁盐的溶解，细菌的活动，从而使有用组分转变成溶解状态。

实例：从捷格加尔斯克黄铜矿床的矿井水中带出的铜、锌、铁和铀，在不同中段和相应涌水量情况下，带出的铜为123~200~506kg/d，由于矿化性质不同，矿井水的铀含量为0.5~10mg/L，矿化了的地下水含有大量呈溶解状态的贵重化学成分，它接近矿井水，有些国家以工业规模从天然水中提取硼、锂、钾、铯、锶、钼。美国、日本正从温泉中提取硼、砷、碘、锂、锆、溴。矿水提铀对资源充分回收和减轻环境污染方面作用不可忽视，同时经济上也是有利的。

从矿化水溶液中提取铀的方法，通常采用离子交换树脂吸附和液体萃取法。

6. 铀的细菌溶浸

铀的浸出除通常采用的酸法和碱法外，铀的细菌浸出法正在迅速发展。

已发现只要有硫磺或硫化物的地方都存在使硫氧化的细菌，细菌使黄铁矿化的矿石很快氧化，生成硫酸及硫酸亚铁，硫酸亚铁很快被氧化铁硫杆菌氧化成硫酸铁。生成的硫酸铁及硫酸，由于酸的作用而浸出矿石中的铀和有用矿物，并使之成为可溶性金属离子，然后用水、贫液或酸性废液，高压冲水或灌水冲洗，获得的酸浸矿（坑）水收集起来输送至地面，澄清后送往离子交换车间处理回收铀。

实例：加拿大的斯丹洛克（Stanrock）铀矿，由于昂贵的采矿成本，促使该矿改用浸出法，对坑采时留下的矿柱和低品位地区内含有的有用矿物采用原地细菌浸出法。该矿铀矿石为石英脉岩，还含有5~10%的黄铁矿及少量磁黄铁矿、黄铜矿等，每月从1200个工作面中回收6800~7300kg U_3O_8 ，每个工作面底板平均面积为540m²，工作面用高压 $[(5.8 \sim 7.2) \times 10^5 \text{Pa}]$ 水冲洗，洗涤水是通过6英寸直径的虹吸管由奎尔克（Quirke）湖提供，再输到竖井里的3英寸和6英寸直径管道，并通过中段的缓冲池控制压力，从矿井水中回收的铀达总量的7%，细菌浸出法生产每公斤 U_3O_8 为坑采成本的33.8%。

细菌浸出效果与细菌数目成正比，对浸出量的影响因素有：（1）培养基种类；（2）pH值；（3）温度；（4）紫外线；（5）氮离子浓度；（6）培养方法；（7）加入元素硫的必要性；（8）对金属离子的适应性。

铀的细菌浸出，应满足以下条件：

- （1）为保证细菌与硫化物有大的接触面积，矿石应破碎；
- （2）保持溶液的pH值在2~4的范围内；
- （3）要不断将空气送入溶液中；
- （4）试验的最佳温度为20~30℃；
- （5）细菌应是高效能的，且能适应高浓度的重金属和氢离子的。

细菌浸出低品位矿石, 存在比无细菌时浸出速度可快一千倍, 是适于处理低品位矿石的方法, 继续发展完善, 有取代常规酸浸法趋势。

14.1.3 钾盐的钻孔溶解开采

14.1.3.1 溶解的途径

1. 选别溶解钾盐的恒温法

在恒温下用饱和的氯化钠作溶剂, 当溶剂注入溶腔时, 将选别溶解氯化钾而产生一种饱和氯化钠和氯化钾的溶液, 将溶液从溶腔中抽出、加工、生产出氯化钾产品。氯化钾的溶解作用是通过部分地置换溶液中的氯化钠而进行的。氯化钠溶液覆盖在溶解的钾盐表面, 从而阻止钾盐的进一步溶解。由于溶解缓慢, 周期很长, 故此工艺不能用于工业生产, 只能用于溶腔冲刷后期。

2. 选别溶解钾盐的多种温度法

矿石中的氯化钾和氯化钠两种组分的 C (溶解度)、 T (温度) 曲线不同, 即氯化钾的溶解度随温度的增加而增加, 而氯化钠仅稍有改变。将加热的溶液作溶剂通过钻孔注入溶腔, 与盐类混合物接触时, 将选别溶解氯化钾, 产生的溶液抽出地表, 冷却处理后回收氯化钾, 废液则作溶剂再循环, 但在溶剂再次注入前要加热, 随着溶腔的扩大, 循环液中需补充淡水, 选别溶解的成功, 应是溶剂只溶解钾盐, 矿体的岩盐则成框架式或碎块, 形状留下, 从而使矿床形成“蜂窝状”, 如岩盐呈肋条状, 将减慢甚至阻碍溶剂的循环。如果岩盐骨架破碎, 由于破碎物料的松散, 密度低, 氯化钾被溶解后所形成的空洞有可能不足以容纳岩盐碎块, 就有可能钾盐被掩埋而与溶剂隔离。

3. 全溶解法

即同时溶解矿床中的氯化钾和氯化钠。淡水或非饱和溶液均可用作溶剂。当采用非饱和溶液时, 须按矿石中各组分的相同比例调节其成分以溶解氯化钾和氯化钠。从溶腔中提取饱和或近似饱和溶液, 通过结晶处理回收氯化钾和氯化钠。废液在提纯过程中再循环以回收全部钾盐和盐。废液还可做为溶剂注入溶腔进行再循环。全溶解法给溶剂在溶腔中的循环不受阻碍和使自由对流起作用提供条件。两种固相组分都可接受溶剂作用。故溶解作用能正常进行。如溶腔扩大到足以让未溶解的岩盐积聚的空间时, 就可以使用选别溶解。如全溶解法最可行, 则选择淡水作溶剂最合适。矿石中的可溶组分按矿石中存在的比例溶解, 无需加速或减慢一种组分相对于另一种组分的溶解速度。溶解速度的大小受浓度梯度的影响, 注入淡水将增加溶解速度。

14.1.3.2 钻孔溶解开采方法

钾盐矿床中钾矿层多与岩盐层呈混合盐互层, 钾盐层厚度不一, 溶解开采含矿带中的互层钾盐与单一盐层不同。在溶解时须在垂直方向上加以控制, 一般用油垫层控制溶腔溶蚀的高度, 使溶腔沿钾盐层水平方向扩展, 以保证矿产的最大回收率。

(1) 单井溶解是以水作溶剂, 在油垫层下单井对流溶解钾矿层, 在每一个单井建立一个单独的溶腔。受溶剂作用的盐体表面积与矿床厚度和溶腔直径有关, 单井溶腔的横向尺寸根据生产期的溶腔直径来确定, 而溶腔高度则据矿层厚度确定; 溶腔间柱的合理尺寸, 据开采深度, 盐层顶板物理力学特征和溶腔周围形成的松散岩区的宽度等确定, 还要考虑卤水对溶腔侧壁的反压力和水溶井的垂直度以决定连通的方法和手段。溶腔法可用来

开采各种类型盐矿床（层状、岩株状、盐丘状和透镜状），产状平缓或倾斜的盐类矿藏。多层矿藏可在矿层的上部分层位置，在套管内射孔或爆破开采，卤水从下部盐层形成的溶腔内采出，而在上部盐层溶解和冲刷新的溶腔。

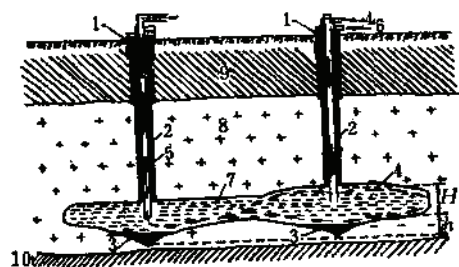


图 1-14-30 双槽法剖面

1—管串水泥环；2—环形管隙中石油；3—不溶残渣；
4—注水；5—卤水运动；6—注油；7—卤水；8—盐层；
9—顶板；10—底板；H—冲刷阶段水溶梯段高度；
h—建槽冲刷阶段水溶梯段高度

(2) 双井通腔溶解是把两个溶槽连通后，形成一个大溶槽，从一个井注水，另一井出卤，生产交替开采。如图1-14-30。

在未连通前，其水溶冲刷是用单井水力建槽或水溶梯段法进行的。此法可以增大溶腔容积，由于溶腔中盐溶解表面的增加和盐损失的减少，可提高井下盐的回采率，达到30~35%；简化井在生产期的井身结构；两井通腔溶解，结合水力压裂，可缩短连通单腔间的建槽期。双腔通腔溶解法主要适用于开采分布面积大和岩层厚的层状矿床。对于含不溶性杂质少的和开采深度中等的盐层中，采用双井通腔溶解法比较合理，但埋深

不大时，可能造成地面沉降。

14.1.3.3 适于钻孔溶解法开采钾盐的主要条件

开采条件包括地质构造、水文地质条件、钾盐矿床的空间特征、物质组分以及经济因素和环境因素，其中主要有：

(1) 钾盐矿层厚约30~50m，均一，在纵横方向稳定（即无大量氯化钠和其他夹层的钾石盐）；

(2) 矿层中氯化钾含量较高（30~35%）；

(3) 埋深较大，而且地质和水文地质条件复杂不适于其它方法开采的钾盐矿床；

(4) 有使溶腔形成稳固的接近于圆柱形或椭圆形的矿床埋藏地质条件和封闭条件。

14.1.3.4 钻孔法开采钾盐与岩盐在工艺原理上的差别

钻孔溶解法开采钾盐的工艺原理与水溶开采岩盐相同，但有以下差别：

(1) 岩盐矿床的可溶性矿物较纯，钾盐几乎没有纯净产品，且含多种其他可溶性矿物，特别是岩盐。

(2) 用等量水循环，矿体中溶解的钾盐量比岩盐少得多。故单位钾产品需蒸发水量大，盐分离处理复杂。

(3) 岩盐矿床特别是盐丘，厚度较大，因此产率高，生产效果好。钾盐的溶解开采必须在溶解的垂直方向上加以控制。

(4) 岩盐能提供一个稳固的顶板结构，可开拓较大的溶腔，从而延长整井寿命，钾盐的溶解开采的溶腔则限制在上下均为可溶性岩盐的钾盐矿层内。

14.1.3.5 采钾前的工业性试验

(1) 确定采钾生产率和提取的卤水成分；

(2) 探明钾盐井中溶剂的饱和速度（根据钾盐的物质组分）；

(3) 研究溶腔形状的形成，根据地质构造确定其适用参数；

- (4) 拟定加工卤水提取钾产品的合理流程;
- (5) 选择冲刷溶腔的适用方法;
- (6) 选择固井最有效的方法。

生产实例: 美国钾化学公司于1984年在加拿大萨斯喀彻温省的里贾纳兴建一座用溶解法开采钾盐的企业。年生产能力54万t, 1970年扩建为72万t/a, 总投资为4000万美元, 其中包括溶解开采、精炼、转运站和装运设备等, 基建时间一年半, 企业职工200人。

钾盐沉积于中泥盆纪草原蒸发盐上部46~61m, 钾盐呈层状与含少量钾盐或不含钾盐的岩盐互层, 并夹有粘土和粘土透镜体及少量硬石膏, 矿层倾向西南, 埋深1525m, 矿岩温度达54℃, 钾盐层分布连续, 均匀、品位高。有三层主要含钾盐带, 各含钾盐带厚达23m。含钾层的主要矿物是岩盐(NaCl)、钾盐(KCl), 和光卤石($KCl \cdot MgCl_2 \cdot 6H_2O$)三种, 岩盐和钾盐呈一种机械混合物形成钾石盐, 约含 K_2O 35%, 钾盐和光卤石分别出现并紧密共生。在矿层上部白垩纪的白摩尔岩盐带是一由砂、泥和淤砂积成约70m的流砂层, 并含有 $35.2 \times 10^5 Pa$ 的压力盐水, 储量为454亿t, 是世界上最大的钾盐矿床之一。

该矿采用单井对流、定向溶解的热法工艺。全矿布置三组溶解开采井, 钻井钻透钾盐层直至最下部底板, 井深2140m, 固井套管7英寸, 下到钾层上部中心管为3.5英寸, 并继续下入钾层底板以下。各井先用单井对流生产, 直到相互联通, 最后连通钻井编成注水井和抽卤井, 单井的溶腔直径为110m, 为了获得足够大的溶腔, 溶解速度控制在 $0.091 \sim 0.119 g/cm^3 \cdot s \times 10^3$ 。溶剂(水或淡卤)预热到54℃后注入钻井, 抽出含钾和其他矿物的混合盐, 送往精炼厂进行蒸发、结晶和干燥等处理, 以回收钾盐和其他盐类。

14.1.4 岩盐的溶解开采

14.1.4.1 溶解机理

岩盐矿物具有易溶于水的特性, 岩盐矿物是均质体, 属等轴晶系, 有带离子键的结晶格, 为使岩盐矿物以 Na^+ 离子和 Cl^- 离子转入溶液, 需破坏其晶格, 拉断化学键, 这就要消耗相当于晶格能的能量, 岩盐的溶解, 主要在矿物表面进行, 速度很快, 随着矿物表面溶液的 Na^+ 和 Cl^- 的增多, 离子的扩散运动逐步减弱, 其溶解速度逐渐变慢, 在靠近和远离矿物表面的溶液中, 由于 Na^+ 和 Cl^- 存在密度差异, 又产生离子扩散运动, 促使矿物继续溶解, 直到整个溶液达到饱和状态, 离子扩散运动开始停止, 岩盐矿物的溶解也就停止。

在溶液中由于浓度差异发生扩散运动的同时, 还发生溶液重力分离作用, 卤水浓度在垂直方向上出现离子密度分带现象即下部浓度高, 上部浓度低, 盐层上下部的溶解速度不同, 上部最快, 侧溶次之, 底溶速度最慢。

14.1.4.2 溶解度和溶解速度

温度和压力的变化对岩盐的溶解度影响较小(表1-14-13, 1-14-14, 1-14-15), 影响岩盐溶解速度的因素较多, 如矿石品位, 注水流速, 温度和压力, 溶解面的空间位置与溶解速度的关系见图1-14-31。

溶解速度与时间关系和溶解速度与卤水浓度关系见图1-14-32和图1-14-33。

14.1.4.3 岩盐溶解开采方法

1. 单井对流法

是一些矿区的主要采卤方法, 当压裂不成功时也采用此法开采岩盐, 单井对流法, 在钻井完成后, 下油管, 装备井口, 连通注水和出卤管线即可投产。单井对流的四种基本类

不同温度下的岩盐溶解度

表 1-14-13

温度 (°C)	溶解度 (g/100ml)	温度 (°C)	溶解度 (g/100ml)
0	35.65	60	37.13
10	35.72	70	37.55
20	35.85	80	38.08
30	36.07	90	38.52
40	36.37	100	39.18
50	36.72		

不同压力下的岩盐溶解度

表 1-14-14

压力 ($\times 10^5$ Pa)	溶解度 (g/100ml)	压力 ($\times 10^5$ Pa)	溶解度 (g/100ml)
0	35.91	1000	36.90
250	36.22	1250	37.18
500	36.50	1500	37.39
750	36.70		

不同温度下的岩盐溶解速度

表 1-14-15

温度 (°C)	溶解速度 (kg/m ² h)	温度 (°C)	溶解速度 (kg/m ² h)
20	11.1	40	16.2
25	12.5	45	17.8
30	13.8	50	19.0
35	15.0		

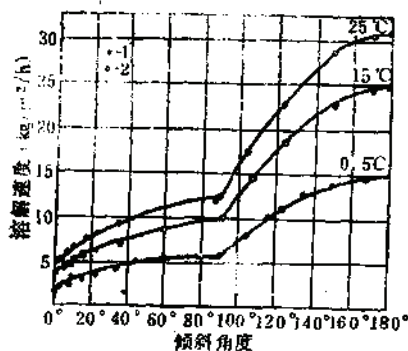


图 1-14-31 溶解面倾斜角与溶解速度关系

1—根据观察的资料；2—根据试验的公式计算

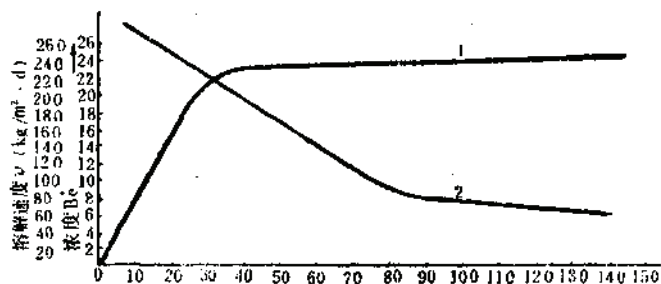


图 1-14-32 浓度增长和溶解速度与时间关系曲线

1—浓度增长与时间关系曲线；2—溶解速度与时间关系曲线

型，如图 1-14-34。

1) 顶部注入

钻井后导管或地表套管用水泥固结在基岩中，待水泥凝固，继续钻进至最上层盐层顶部，水泥固井，继续钻进至岩盐层底部，在孔内安装一根自由悬挂的管柱，先以正循环注

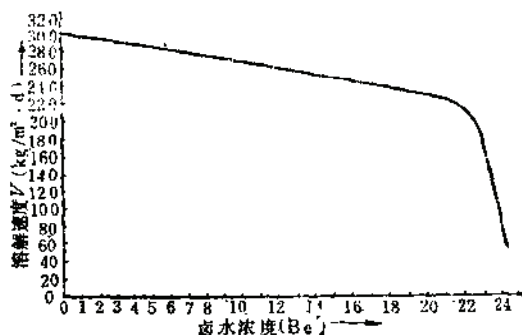


图 1-14-33 溶解速度与卤水浓度关系曲线

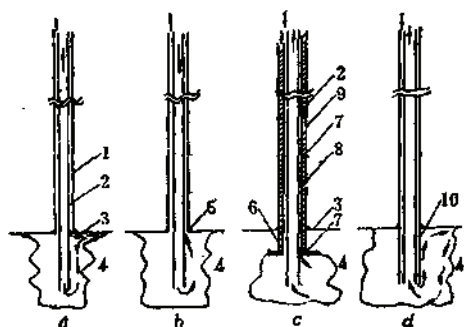


图 1-14-34 溶解开采岩盐的单井对流法

1—主套管柱；2—内管；3—岩石；4—盐层；5—套管座；6—裸眼；7—油（气）垫；8—主套管；9—外管；10—尾管

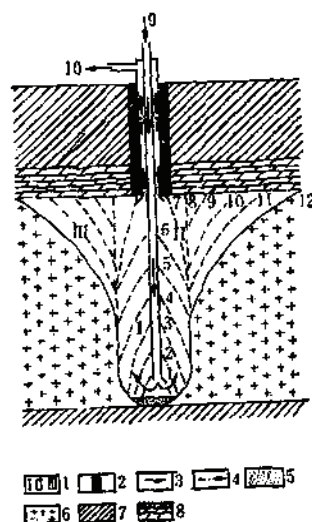


图 1-14-35 对流法溶腔形状和井的装置

1—溶腔发展的基本阶段；2—套管的水泥环；3—溶剂流动方向；4—卤水运动方向；5—不溶物沉淀；6—盐层；7—底板；8—覆盖层；9—水；10—卤水

水，即从内管注水，在井底建造水窝以收集不溶残渣。

顶部环形注入的主要优点：盐井简单、缺点：（1）不溶物积聚井底周围；（2）大面积无支护的顶板过早暴露会产生垮塌，破坏管路；（3）盐层上部的溶解会给盐层下部盖上一层不溶物；（4）回采率低；（5）产量较低（每口井低于 $0.04\text{m}^3/\text{min}$ ）。

2) 底部注入

井身结构与顶部注入法相同，将水连续注入内管，如图1-14-35。此法生产的饱和盐水，流量较低（ $0.07\sim 0.23\text{m}^3/\text{min}$ ），此法优点：

- （1）空洞形状均匀一致；
- （2）不溶物和碎渣的积聚水窝较大，维修工作量小；
- （3）管道很少被不溶物堵塞；
- （4）盐的回采率较高。

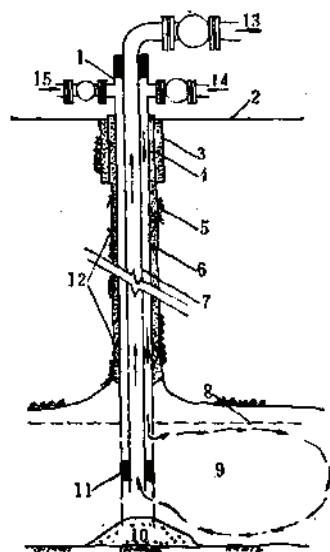


图 1-14-36 单井油垫法

1—套管头; 2—地面; 3— $\phi 432$ mm孔; 4—外径 340mm;
5— $\phi 318$ mm孔; 6—外径 219mm; 7—外径 156mm; 8—
油垫层; 9—盐水; 10—盐堆; 11—封隔器;
12—扶正器(按需要使用); 13—盐水; 14—淡水;
15—垫层用碳氢化合物

3) 油(气)垫法

采用油(气)作为垫层,用以保护盐层顶板,防止顶板过早暴露和垮塌,延长矿井寿命的采卤工艺。油(气)垫法水溶采卤的原理,是利用油(柴油、石油等),或气不溶于矿盐的特性,在建槽时向井内注入,使其在溶腔顶部形成薄薄的不溶盐隔离垫层,以控制溶腔高度,引导溶腔沿水平方向侧面扩展,造成一个高度小,直径大的圆饼状盐槽,使盐腔形成最有利的溶解面,然后自下而上按盐层厚度溶采。油(气)垫法采出的盐量近似以盐槽为直径的圆柱体含盐量。油垫法垫层稳定,带砂能力弱,适用于品位高的盐矿区,采用油垫法工作压力较低,安装费用虽高,但维修费用较低,气垫法垫层稳定性较差,带砂能力强,适用于品位较低的盐层开采,空气垫容易造成腐蚀,在使用上还有一定的复杂性,其他如二氧化碳、氮气也有被应用的但费用较高。能够回收的油垫层,常选作盐水处理车间的消耗原料。油

(气)垫法目前多用于最深盐层的下段连通两个或更多的盐井,单井油垫法见图1-14-36。

多井油垫法连通,可以最大的资源利用率开发岩盐井田;可以控制溶腔的发展,得到更为对称的溶腔,这种溶腔可以用来储藏碳氢化合物或工厂废物。但是,油垫形式的溶腔,削弱了盐井结构,套管最终会脱离,不饱和的卤水进入生产井的套管中,修理复杂和费用大,溶腔之间越靠近,会合的溶腔越大,使出卤通道保持在底部的维护费用增大。

4) 底部环形注入

此法盐水生产能力较低,虽有使注入溶剂形成水平分流的各种变型方案,但有管路易受顶板垮塌、岩层移动和堵塞的危险,故很少采用。

单井对流的布井及设备:当矿区不存在沉降问题时,井距可按最大溶蚀半径的两倍布置。如须考虑因采矿而引起地面沉降,则采区需划分为矿段,矿段之间留下安全矿柱,考虑多个单井的连通生产以提高采收率。相邻两井的距离,应比溶蚀半径的两倍略小。在厚盐层中,早期连通可一井注水,一井出卤水,上溶开采。盐井的中心管下井深度误差应小于0.5‰m,开采薄层盐层,深度误差应小于0.3‰m,中心管以下入盐层中部为宜。当层厚8~10m时,管鞋距底部0.2~0.3m,如井底沉砂回填,中心管串探到井底碎屑物堆后,再提高0.3~0.5m即可投产。中心管直径应与套管合理配合,管径大小,按中心管内容积和中心管与套管之间的环隙容积之比值确定,通常比值在1.112~3.79之间,井口装置主要由管挂、阀门、法兰、三通、四通、短节和压力表等组成。

盐井主要参数的计算

(1) 盐井井底压力计算

$$P_1 = \frac{H\gamma}{10} + P_2 + P_3 \quad (1-14-13)$$

底部注入时:

$$P_1 = \frac{H\gamma}{10} + P_4 + P_5 \quad (1-14-14)$$

顶部注入时:

$$P_1 = \frac{H\gamma}{10} + P_5 + P_3 \quad (1-14-15)$$

式中 P_1 ——井底压力, 10^6Pa ;

H ——井深, m;

γ ——液体密度, g/cm^3 ;

P_2 ——压力损失, 10^6Pa ;

P_3 ——出卤井管回压力, 10^6Pa ;

P_4 ——主、套管环隙压力损失, 10^6Pa ;

P_5 ——主管内压力损失, 10^6Pa 。

$$P_4 = 82.6\lambda \frac{Q^2\gamma}{(D-d_h)(D^2-D_h^2)^2} L \quad (1-14-16)$$

式中 D ——套管内径, cm;

d_h ——主管外径, cm;

Q ——液体排量, kg/s ;

γ ——环隙液体密度, g/cm^3 ;

λ ——阻力系数, 取0.025;

L ——环隙空间管长度, m;

$$P_5 = 82.6\lambda \frac{Q^2\gamma}{d^5} L \quad (1-14-17)$$

式中 λ ——阻力系数, 当比重等于1.5~1.25 g/cm^3 时, $\lambda=0.018\sim0.020$, 对于水, $\lambda=0.017\sim0.020$, 一般取 $\lambda=0.02$

Q ——液体排量, kg/s ;

d ——管线内径, cm;

γ ——液体密度, g/cm^3 ;

L ——管线长度, m;

(2) 液体流速计算

$$v = \frac{Q}{F} \quad (1-14-18)$$

在主管中的流速:

$$v_1 = \frac{Q_1}{F_1} \quad (1-14-19)$$

在环形空间流速:

$$v_2 = \frac{Q_2}{F_2} = \frac{Q_2}{0.7854(d_2^2 - d_1^2)} \quad (1-14-20)$$

式中 v ——液体流速, m/s;
 v_1 ——液体在主管内流速, m/s;
 v_2 ——液体在主、套管环隙间流速, m/s;
 Q ——流量, m³/s;
 Q_1 ——主管内流量, m³/s;
 Q_2 ——主套管环隙间流量, m³/s;
 F ——管内截面积, m²;
 F_1 ——主管截面积, m²;
 F_2 ——主、套管环隙截面积, m²;
 d_2 ——套管内径, m;
 d_1 ——主管外径, m。

(3) 卤水比

$$\text{卤水比} = \frac{\text{采出卤量(m}^3/\text{d)}}{\text{注水量(m}^3/\text{d)}} \times 100\% \quad (1-14-21)$$

(4) 溶解速度与产量关系

在温度一定的条件下, 假设平均溶解速度基本一致, 则产量大小, 取决于有效溶蚀面积。

$$Q = \frac{WF}{41.67} \quad (1-14-22)$$

式中 Q ——产量, t/d;
 F ——有效溶蚀面积, m²;
 W ——溶解速度, kg/m²·h;

盐井生产阶段:

(1) 建槽期: 建槽是为了上溶生产卤水和堆存不溶物。建槽期的盐层溶解, 是先采用底部注入将溶腔冲刷到预定直径 (100m), 建槽高度由 1.5~2.0m 到 4~10m, 腔顶表面积约 8000~10000m², 槽底倾角 1°30'~11°19', 冲刷的连续时间约为 400~500 天, 建槽时间长短取决于注水量, 水溶梯段高度和段数, 盐的物质成分和其他生产因素。建槽是通过一个或几个梯段达到预定高度和直径的。见图 1-14-37。

(2) 生产期: 建槽后, 分几个梯段开采矿层全厚, 多采用顶部注水, 主管出水, 以增加可溶蚀面积, 加快侧溶速度, 使溶腔扩大, 最有利的溶腔形状是沿开采盐层厚度形成圆柱, 可以提高采收率, 生产足够量的饱和卤水, 溶解梯段是按顺序上提注水管实现的, 生产阶段的连续时间, 取决于所采层厚的时间, 上溶生产的溶蚀过程中, 可将溶腔空间划分为四个部分, 见图 1-14-38。H₁ 活动区是注水口与排卤口两个水平面间的距离; H₂ 保存区是活动区以下部分空间, 它充满饱和卤水和不溶物; H₃ 溶解梯段区是正进行溶蚀冲刷和溶解梯段; H₄ 卤水形成区是活动区的不稳定部分, 溶剂主要在此区间起溶解作用。

(3) 衰老期: 溶腔扩大, 顶板暴露, 卤水浓度变小, 产量大减, 不能正常生产, 顶部形成盘状溶腔, 溶蚀角减至一定限度, 充填过饱和卤水, 逐渐溶蚀作用停止, 生产中断,

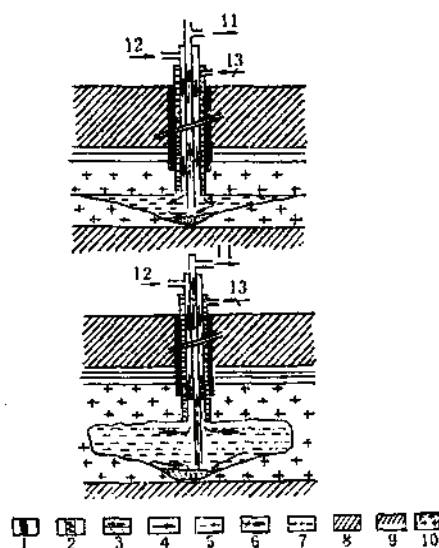


图 1-14-37 溶腔形成和井身结构

1—水泥环；2—石油；3—沉积物；4—溶剂；5—卤水；
6—石油注入方向；7—不溶剂层；8—覆盖岩层；9—底
层；10—盐层；11—卤水；12—水；13—石油

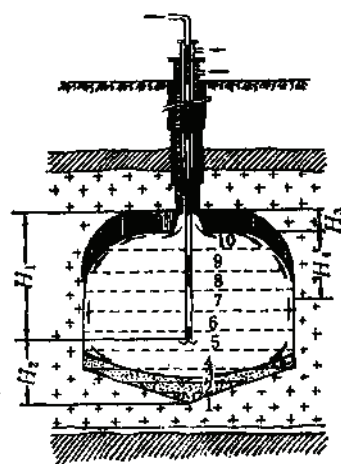


图 1-14-38 上溶生产阶段地下溶解示意图

这段衰老期，约占卤井服务年限的15~20%。

2. 水力压裂法

它是利用水的不可压缩性、高流动性以及对岩盐良好的溶解性，以压力水冲刷的形式，将高压淡水通过钻孔注入岩盐层。由于岩盐致密，具有良好的不透水性，呈颗粒状结晶，解理发育，易形成压裂通道；同时具有良好的被溶解性，（在18℃时，每100g水中能溶解35.9gNaCl），故能用高压水破裂盐层使之造成裂缝，与另一钻孔形成压裂通道，使卤水运出地面以达到开采的目的。

其适用条件是：（1）薄层、多层岩盐矿床；（2）特厚层状岩盐矿床，层厚超过50m，质纯，不溶性杂质少于5%。（3）埋藏很深，构造裂隙不发育。

对于单一的厚层矿，埋深1000m，顶板不够稳定的矿床，压裂井组的成功率也很成功。但对于埋深较浅，构造裂隙又发育的岩盐矿床、或靠近已被溶有天然溶洞的岩盐矿体和处于断层及破裂带地段的岩盐矿体不适用水力压裂法。

水力压裂法开采深度可达2000m，投产快，同类型岩盐矿床，水力压裂法建矿时间是坑采的十分之一，并具有投资少，卤水成本低，劳动强度小，事故少，易管理等优点。

水力压裂法采收率低，对埋藏浅的采区易造成地面沉降。

水力压裂开采系统见图1-14-39。

采用水力压裂建造井间通道，从压裂开始直到投产，根据注水、出卤的压力和水量变化划分为压裂、扩展和生产三个阶段，压裂过程的压力变化曲线见图1-14-40。

1) 压裂阶段

依据水压力和压裂裂隙的形成和发展，可进一步划分为破裂压裂和稳压两阶段，破裂压力大小与矿层埋藏深度和矿层结构，构造及矿石质量有关，破裂压力计算公式

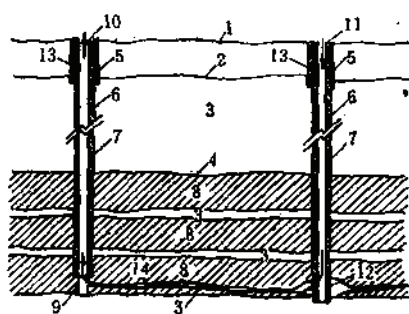


图 1-14-39 水力压裂开采系统

1—地表, 2—基岩, 3—岩石, 4—盐层顶部, 5—第一段水泥, 6—套管, 7—第二段水泥, 8—盐, 9—裸眼, 10—出卤井, 11—压裂注入和生产井, 12—射孔, 13—导管, 14—裂缝

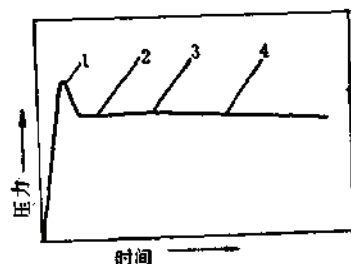


图 1-14-40 一次典型压裂过程的压力记录

1—压裂开始, 2—压裂扩展, 3—压裂连通, 4—溶解

$$P = P_1 + \frac{H\gamma}{10} + P_2 \quad (1-14-23)$$

式中 P ——盐层矿石破裂压力, 10^6Pa ;

P_1 ——泵压, 10^5Pa ;

H ——盐层压裂部位埋深, m ;

γ ——压裂液密度, g/cm^3 ;

P_2 ——水在套管中流动阻力, 10^5Pa , (瞬间最高压力时, 水的阻力等于零)。

破裂压力常用破裂压力梯度 (δ) 表示, 即深度每下降一米的平均破裂压力, 以下式表示:

$$\delta = \frac{P}{H} \quad (1-14-24)$$

根据破裂压力值合理选择压裂设备, 管材及井口装置以适应破裂压力的需要。盐层破裂压力梯度值一般为 $0.23 \sim 0.41$ 。

2) 稳压阶段

从压裂缝的形成到两井连通, 压力会从高峰趋于稳定, 稳压梯度值可以判断压裂缝的推进是否正常, 稳定阶段的注水压力可用下列经验公式计算:

$$P_s = 0.437P + 61.55 \quad (1-14-25)$$

式中 P_s ——稳定注水压力, 10^5Pa ;

P ——破裂压力, 10^5Pa ;

上式计算的正常误差仅为 $\pm 3.5 \times 10^5\text{Pa}$ 。

稳定压力梯度为:

$$\delta_s = \frac{P_s}{H} \quad (1-14-26)$$

式中 δ_s ——稳定压力梯度, 10^5Pa/m ;

H ——压力部位井深, m 。

3) 扩展阶段

压裂连通后, 通道扩大, 压力下降到 $(20 \sim 30) \times 10^5 \text{Pa}$ 左右, 以过渡到生产阶段。扩展阶段的时间, 决定于裂缝的连通性和采取的措施, 有的长达2600多小时, 有的仅40余小时。压裂缝的形态, 据美国艾德加·麦克收集的资料, 压裂缝的厚度为 25.4mm 的几分之一, 甚至是 2.5~5mm, 为使压裂缝通道迅速扩大, 须连续注水, 反向压裂和加强盐井管理。某矿区压裂连通后, 注水30多小时, 压力仍接近稳定, 后来反向压裂, 3 小时后压力从 $70 \times 10^5 \text{Pa}$ 降到 $20 \times 10^5 \text{Pa}$, 过渡到生产阶段, 如图1-14-41。

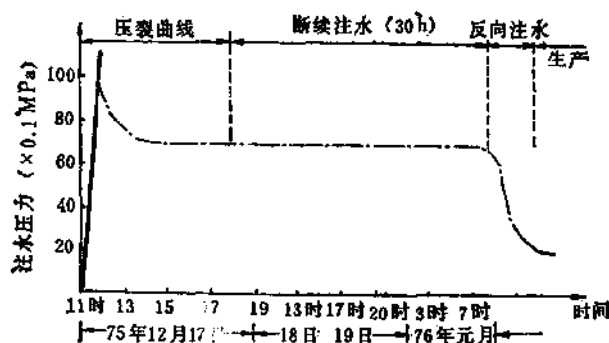


图 1-14-41 某井组压裂曲线及反向注水压力曲线

4) 生产阶段

压裂井投产的主要标志是压力降低和大量吸水, 注水压力计算公式如下:

$$P_7 = \left(\frac{\gamma_1 - \gamma_2}{10} \right) H + P_1 + P_2 \quad (1-14-27)$$

式中 P_7 ——注水压力, 10^5Pa ;
 γ_1 ——卤水密度, g/cm^3 ;
 γ_2 ——注液密度, g/cm^3 ;
 H ——井深, m;
 P_1 ——通腔阻力, $(5 \sim 10) \times 10^5 \text{Pa}$;
 P_2 ——管道阻力, 10^5Pa ;

采注比是单位时间内采出卤水量与注水量之比, 如下式:

$$C = \frac{Q_1}{Q_2} \quad (1-14-28)$$

式中 C ——采注比;
 Q_1 ——采出卤量, m^3/h ;
 Q_2 ——注水量, m^3/h ;

采注比大体为 0.8~0.9, 生产前期稍大, 后期偏小。

实例: 湖南省湘潭盐矿属内陆相沉积岩盐矿床, 矿层主要赋存在第三系地层, 呈层状产出, 含矿系由岩盐、钙芒硝岩、硬石膏钙芒硝, 硬石膏和泥岩组成, 盐类矿物以岩盐、钙芒硝为主, 硬石膏次之。含NaCl平均品位 80%, 岩盐 6 层, 厚度稳定, 层薄, 一般 2m 左右, 累计厚度 10~11m, 埋深 203~540 m, 各盐层间距 2~3m 至 58~68m, 矿床构造简单, 产状平缓, 倾向北西, 倾角 $4^\circ \sim 70^\circ$, 单斜构造, 无大断层, 裂隙不甚发育。水文地质简单, 地下水主要以孔隙水形式赋存于第四系砂砾层中, 泥岩

和钙质泥岩具有良好的隔水性, 丘陵地形, 地表水系不发育。

1970年起采用以水力压裂法为主, 对流法为辅的综合开采法, 1973年投产, 年产规模为精盐30万t, 芒硝1.6万t。

将多盐层划分为三个工业层组, 第一组为第4、5、6层岩盐组成; 第二组为第2层岩层, 第三组为第1层岩盐, 对三个层组在垂直方向上, 自下而上分层开采, 在平面上对同一盐层, 由浅而深, 分块段开采。

生产井呈三角形井网布置, 由于沿走向较易连通, 井距沿走向为120~130m, 沿倾向约100m, 生产井22口, 年增更新井5口。

井径: 150mm→130mm→91mm, 管径: 146~148mm→108mm→73mm (对流井)。

水力压裂时, 在第5~25min内, 初压从零逐渐上升至 $110 \times 10^5 \text{Pa}$, 此后骤降至 $(50 \sim 60) \times 10^5 \text{Pa}$, 破裂压力梯度值0.24~0.28至0.31~0.39, 稳压阶段的注水量为11~16m³/h。扩展阶段, 注水压力基本稳定, 一般为 $(50 \sim 60) \times 10^5 \text{Pa}$, 出卤呈波浪式增大, 由每小时数m³增至数十m³, 淡卤往出卤井推进, 迅速冲刷和溶蚀扩展通道, 注水压力骤降, 出卤量剧增, 显示进入生产阶段, 生产阶段的注水压力为 $20 \times 10^5 \text{Pa}$, 出卤量为20~40m³/h, 卤水浓度24°Be', 采注比0.87~0.91。

3. 硐室水溶法

硐室水溶法是在房柱法基础上发展起来的, 此法对含氯化钠品位特低、含泥砂砾石很多的岩盐开采较为合适, 此法可将60%的溶渣留在原地, 减少对地面的环境污染, 作业条件较好, 采空区有溶渣充填, 能推迟或阻止地面沉降。液体输送、工艺过程简化, 提高工效, 可以多层合采, 贫富兼采, 充分利用资源, 但井巷开拓工程量不可少, 开采深度受到一定限制, 适用范围有局限, 采用的不多, 常常作为由早采到钻井水溶的过渡方法, 我国云南的平浪、乔后、磨黑和风岗四个盐矿还在过渡性的采用, 在国外仅有奥地利盐矿采用。

硐室水溶法是在运输平巷以下, 开掘若干原始溶解硐室, 注入加温淡水浸泡, 经过一定时间达到工业浓度要求, 用泵抽送至地面加工为成品, 残渣则留存在井下。

工艺流程一般表示为:

向硐室注满淡水→静溶矿石→饱和卤水→抽至地面。

硐室布置: 硐室垂直矿体走向布置, 硐室之间的距离, 根据硐室水溶高度、侧流角、硐室溶解范围、最终顶板暴露面积及相邻硐室的安全矿柱等因素而定。岩盐硐室的溶解一般处于静溶状态, 卤水密度随浓度而变, 在硐室中, 形成上部卤水浓度低, 下部卤水浓度高的自然分带现象。

工艺参数:

(1) 硐室上溶速度: 矿石品位低时为0.8~1.0m/月, 矿石品位高时约为1.5m/月。

(2) 硐室侧溶速度: 一般比上溶速度慢, 如某矿侧溶速度比上溶速度慢20%。

(3) 硐室侧溶角: 一般侧溶角均为41°左右, 泥砂堆积角约为28°~38°, 如图1-14-42。

(4) 硐室卤水浓度: 各矿不同, 一般为波美22°~24°。

(5) 矿石碎屑物质膨胀率: 岩盐矿层中常含有大量泥沙和不溶物质, 经吸收水分, 体积膨胀, 使硐室溶解面积减小, 某盐矿碎屑物质膨胀率达1~1.1左右。

(6) 硐室暴露面积: 根据观测可以了解硐室顶板暴露面积。根据顶板面积可以推算硐室的卤水含量, 根据硐室的底宽和侧溶角, 可以估算硐室溶解到某个高度时的顶板高

度,从而控制顶板暴露面积,同时还可估算溶室空间。嗣室最终溶蚀高度一般为10~12m,保留的顶板厚度不少于5m。

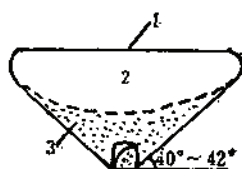


图 1-14-42 水溶嗣室剖面示意图

1—顶板; 2—溶解空间; 3—泥沙堆积

14.2 海洋采矿

14.2.1 概述

海洋采矿是采掘海底的沉积矿物和岩矿中的金属、非金属矿物的一种特殊的采矿技术。海洋采矿与陆地采矿迥然不同,有它独特的工艺和设备。海洋采矿不包括从海水提炼有用矿物和海洋开采石油、天然气的技术。

浅海的砂锡、砂金、铁砂、钛砂、钒砂、煤和硫磺等矿物的开采已有多年历史。近二十多年来,不少国家已将海洋采矿的重点转向开采深海的锰结核(或称多金属结核)和热液多金属矿床。本节着重介绍深海采集锰结核的有关技术问题。但由于这门科学技术尚在发展,因此只能作一般性的介绍。

1872~1876年,英国“挑战者”号海洋考察船发现大洋底沉积物中有大量的锰结核矿物,其中含锰、铁、镍、铜、钴、铅、钼、镉等三十多种金属。

本世纪五十年代后期,美国、联邦德国、法国、英国、苏联、日本和加拿大等国开始研究深海采矿技术,大体上可分为三个阶段:

第一阶段(1960~1970年),为调查阶段。主要是对锰结核的分布进行普查和详查,测定锰结核的化学成分和物性指标,估计开采的经济性,为采矿试验提供基础资料。1961年,美国开始进行海底勘探,在夏威夷和墨西哥之间水深3560m的海底钻进171m,取得了岩芯资料。1965年,出现了深海钻探船,并在深海底以下钻探数百米乃至千余米,以采取沉积物和确定海底地层的层位。1965年,美国的海洋资源调查船首先在红海底发现含重金属的矿泥,接着在东太平洋的海岭中有更多的发现,属于海底热液矿床。

在这一时期,关于深海底矿物的开发只是处于勘察、研究阶段。而深海采矿方法的研究,在美国、法国、联邦德国、苏联和日本等国已开始进行,并设计设备,准备提取深海底的锰结核。

第二阶段(1970~1990年),为开发与评价阶段。

七十年代初期以来,美国、苏联、法国和日本等国,对深海地质进行了大量调查和勘探,并做了一些实地开采的准备工作。至1975年,对深海已钻539个钻孔,最大孔深达1314m。在这个阶段,需要完成以下几项工作:一是锰结核在海底赋存状态的调查;二是完成采掘设备的设计与制造;三是开始海底热液多金属矿床的调查与勘探;四是完成锰结

核冶炼技术的研究。

近来,各国都在前一个时期的理论和试验研究的基础上,设计采掘装置,并建造较大能力的采矿船和运输船,吨位一般为7~10万t,海洋矿业公司(OMCO)还研制了30万t的自动定位采矿船。1972~1975年,世界上几个对深海采矿研究较早的国家,如美国、联邦德国、法国、日本、英国、加拿大等国的一些企业公司相继组成了几个国际财团:CLB财团,Kennicott财团(KCON)、深海冒险公司(Deepsea Ventures Inc.)、海洋矿业公司(OMCO)、海洋矿业协会(OMA)、海洋管理公司(OMI)。此外,法国组织了AFERNOD公司,日本组织了深海矿物资源开发协会(DOMA)。这些组织都准备在1990前后进行实地大规模试采工作。1982年,美国利用国内法,擅自批准了KCON、OMA、OMI、OMCO四个财团的十年计划。这四个财团将分别划定15~27万km²的海域进行详细的工业化开采的准备工作。

第三阶段(1990年以后),为工业化开采阶段。

预计1990~1993年以后将有少数国家或财团开始工业化开采。锰结核的开采要求勘探(特别是详探)、采矿和冶炼三项技术都必须完善,不但技术上要可能,经济效益也要高,才能得到大规模开采。因此,需要对采矿方式、采矿装置、海上运输、提炼技术、多金属回收、浸出残渣处理问题,以及生产管理和对深海环境的影响等问题进行综合评价。

至于海底热液多金属矿床的开采,情况就更复杂一些,对采矿技术要进行更深入的研究,估计将采用潜水式联合采掘设备进行开采,矿泥将采用浆体输送的方式提升。

14.2.2 深海底的锰结核矿物

14.2.2.1 锰结核矿物储量

Archer认为,全世界适于经济开采的锰结核储量可能少于1000亿吨,也许在150~250亿吨(湿重)之间,换算为干重约105~175亿吨,其相应的主要金属含量及与陆地储量的比较列于表1-15-16。从表1-15-16可以看出,即使按有经济价值的下限储量计算,各种主要金属含量也是可观的。可见,大洋底的锰结核确实是人类的一个巨大的矿产资源。

锰结核中各种主要金属的下限储量

表 1-14-16

金 属		Ni	Cu	Co	Mn
各大洋平均品位(%)		1.24	1.01	0.23	27.5
(A) 锰结核中的金属含量 ($\times 10^4$) t	最小	130	105	25	3000
	最大	215	175	40	5000
(B) 陆地储量($\times 10^4$) t		54	460	1.5	200
(A)/(B) 锰结核金属含量 与陆地储量比例(倍)	最小	2.4	0.23	16.7	15.0
	最大	3.98	0.38	26.7	25.0

资料来源:Archer(1981年)。

14.2.2.2 锰结核的有用矿物组成

根据X光衍射法测定结果,锰结核系由无定形物质组成。一般锰结核中常见的锰矿物及其性质列于表1-14-17。从表1-14-17可以看出,结核中的矿物成分比较复杂,很难按单相

矿物进行分类。分布于洋底的锰结核的化学成分,各海域也不尽相同,采集的样品也是有限的。因此,表1-14-18和表1-14-19中所列数字只能作为分析锰结核化学成分的参考。

锰结核中常见的锰矿物及其性质

表 1-14-17

矿物名称	化学成分	结晶	硬度	比重	颜色 透明度	条痕	光泽	劈理	备 注
钕铁锰矿	$(\text{Mn}^{2+}\cdot\text{R})$ $\cdot\text{Mn}_2^{4+}\text{O}_7$ $\cdot(2\pm\times)\text{H}_2\text{O}$	单斜 或伪斜 方	1.5~2.5	3.1~3.7	黑—褐 色,不透明 —透明	黑褐— 暗褐	土状, 非金 属	完全 (100) (010)K	产状:纤维状—块状—葡萄 状,R为Ca, Ba, Mg, Na,
钠水锰矿	$(\text{R}')\text{Mn}_2\text{O}_4$ $\cdot 2\cdot 6\text{H}_2\text{O}$	不明	1.5	2.9	黑 色 半透明				产状:粒状或粉末状,R为 Na, Ca, Ba, Mg, K
硬锰矿	未 定 $\text{H}_2\text{MnO}_4(?)$	非晶	5~6	4~4.5	黑 色 不透明	黑色— 黑褐	非金属		产状:块状,葡萄状,断面 不平,介壳状
软锰矿	MnO_2	正方 (斜方)	1~2.5	5	暗灰黑— 黑色,不透明	黑褐— 黑	金属或 非金属	完全	产状:块状,粉末状,葡萄 状,偶有结晶
纤维锰矿	$(\text{Zn}, \text{Mn}^{2+})$ $\cdot\text{Mn}^{4+}\text{O}_4$ $\cdot 4\text{H}_2\text{O}$	不明	4.5	3.7	铁黑色 不透明	茶色	金属		产状:块状,葡萄状,亦有 粉末状,平坦状断口
斜方锰矿	MnO_2	斜方	2~4	4.4~4.8	灰黑—褐 黑色,不透明	黑—褐	金属		产状:块状,板状,反射光 呈灰色
菱锰矿	MnCO_3	六方	3.5~4.5	3.3~3.6	玫瑰色 半透明—透 明	淡红	玻璃	完全	介壳状断口,放置空气中概 色

锰 结 核 的 主 要 化 学 成 分

表 1-14-18

化 学 成 分	所 占 干 重 (%)		
	最 大	最 小	平 均
MnO_2	63.2	11.4	31.7
Fe_2O_3	42.0	6.5	24.3
SiO_2	29.1	6.0	19.2
Al_2O_3	14.2	0.6	3.8
CaCO_3	7.0	2.2	4.1
CaSO_4	1.3	0.3	0.8
$\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$	1.4	微量	0.3
MgCO_3	5.1	0.1	2.7
H_2O	24.8	8.7	13.0
盐酸不溶物	38.9	16.7	28.8

注: 1. CaCO_3 中包括CaO含量。
2. MgCO_3 中包括MgO含量。
3. 资料来源: Mero (1965年)。

除表1-14-18和表1-14-19所列几种主要成分外,锰结核中尚含有许多微量成分,不仅有重有色金属,还有一些稀有金属、稀土元素、放射性元素等,见表1-14-20和1-14-21。

经 结 核 主 要 金 属 含 量 (重量%)

表 1-14-19

地 区 金 属	印 度 洋		大 西 洋	太 平 洋										南 极 海	北 极 海 产	淡 水 湖 产
	西 部	东 部		帕 瓦 加利福 尼亚海山	加里福 尼亚 大陆附近	洋中脊 附 近	东北部	北 部	西北部	西南部	中 部	东南部	南 部			
Mn	13.56	15.83	16.3	15.85	33.98	13.96	22.33	16.96	13.26	16.87	15.71	19.81	16.61	11.06	6.8	17.0
Fe	15.75	11.31	17.5	12.22	1.62	13.10	9.44	10.95	13.46	13.30	9.06	10.20	13.92	15.52	26.6	20.6
Ni	0.32	0.51	0.42	0.35	0.10	0.39	1.08	0.46	0.33	0.56	0.96	0.96	0.43	0.31	0.02	0.01
Co	0.36	0.15	0.31	0.51	0.01	1.13	0.19	0.20	0.30	0.40	0.21	0.16	0.60	0.20	0.01	0.005
Cu	0.10	0.33	0.20	0.08	0.07	0.06	0.63	0.35	0.19	0.39	0.71	0.31	0.19	0.17	0.01	0.003
Pb	0.06	0.03	0.10	0.09	0.01	0.17	0.03	0.11	0.11	0.03	0.05	0.30	0.07	0.06	0.00	0.000
Ba	0.15	0.16	0.17	0.31	0.14	0.27	0.38	0.41	0.37	0.15	0.16	0.15	0.23	0.11	0.14	0.13
Tl	0.82	0.58	0.8	0.49	0.06	0.77	0.43	0.48	0.46	0.81	0.56	0.47	1.01	0.57	0.20	0.36
水深 (米)	3,793	5,046	n.d	1,146	3,003	1,757	4,537	5,048	4,623	5,001	5,049	4,324	3,539	n.d	n.d	n.d

注: 据Mero, 1965; Manheim, 1965; Cronan等, 1969; 岛等, 1973及其它。

因此,它是一个很值得重视的矿产资源。

锰结核的 27 种元素含量

表 1-14-20

元 素	所 占 干 重 (%)					
	太平洋 (54 个样品统计)			大西洋 (4 个样品统计)		
	最 大 值	最 小 值	平 均	最 大 值	最 小 值	平 均
B	0.06	0.007	0.029	0.05	0.009	0.03
Na	4.7	1.5	2.6	3.5	1.4	2.3
Mg	2.4	1.0	1.7	2.4	1.4	1.7
Al	8.9	0.8	2.9	5.8	1.4	3.1
Si	20.1	1.3	9.4	19.6	2.8	11.0
K	3.1	0.3	0.8	0.8	0.6	0.7
Ca	4.4	0.8	1.9	3.4	1.5	2.7
Sc	0.003	0.001	0.001	0.003	0.002	0.002
Ti	1.7	0.11	0.67	1.3	0.3	0.8
V	0.11	0.021	0.054	0.11	0.02	0.07
Cr	0.007	0.001	0.001	0.003	0.001	0.002
Mn	41.1	8.2	24.2	21.5	12.0	16.3
Fe	26.6	2.4	14.0	25.9	9.1	17.5
Co	2.3	0.014	0.35	0.68	0.06	0.31
Ni	2.0	0.16	0.99	0.54	0.31	0.42
Cu	1.6	0.028	0.53	0.41	0.05	0.20
Zn	0.08	0.04	0.047	—	—	—
Ga	0.003	0.0002	0.001	—	—	—
Sr	0.16	0.024	0.081	0.14	0.04	0.09
Y	0.045	0.016	0.033	0.024	0.008	0.018
Zr	0.12	0.009	0.063	0.064	0.044	0.054
Mo	0.15	0.01	0.052	0.056	0.013	0.036
Ag	0.0006	—	0.0003	—	—	—
Ba	0.64	0.08	0.18	0.36	0.10	0.17
La	0.024	0.009	0.016	—	—	—
Yb	0.0066	0.0013	0.0031	0.007	0.002	0.004
Pb	0.35	0.02	0.09	0.14	0.08	0.10
L.O.I	39.0	16.6	25.8	30.0	17.5	23.8

注: 1. 资料来源: J. L. Mero, 1965.

2. 测试方法为 α 射线光谱法。

3. L.O.I, 表示在温度1100°F下, 一小时的烧减量。

4. 表中未列氧、碳两种元素, 一般情况下, 氧占锰结核总重的50%左右。

14.2.2.3 锰结核的内部构造及其物理力学特性

1. 锰结核的内部构造

锰结核由以下三部分组成:

1) 核心

锰结核的核心一般由碳酸钙、磷酸盐、粘土、动物贝壳和鱼类骨骼等组成。风化的浮

锰结核的稀有元素含量

表 1-14-21

元 素	样 品 数	所占干重 (p.p.m)			海水中元素 的浓度 (p.p.b)	浓 度 比	资料来源
		最 大	最 小	平 均			
Be	7	5	2	3	0.03	10^3	(a)
Ge	2	6	5	6	0.06	10^3	(b)
Nb	8	150	30	85	—	—	(a)
Cd	2	11	6	9	0.1	10^3	(b)
Sn	3	320	240	267	3	10^3	(b)
Ce	8	300	30	134	0.4	3×10^3	(a)
Nd	7	300	150	280	—	—	(a)
W	2	95	47	66	0.1	7×10^3	(b)
Hg	1	2	2	2	0.03	10^3	(b)
Tl	7	300	150	170	0.01	2×10^3	(a)
Tl	3	110	80	93	0.01	—	(b)
Bi	12	45	22	30	0.2	10^3	(a)
Ra	—	80×10^{-6}	1×10^{-6}	—	—	—	(b)
Th	—	143	24	50	0.05	10^3	(b)
U	5	5.0	3.6	4.2	3	10^3	(c)

注: 1. *Mero* 原为 "Ni", 可能为 "Nd" 之误

2. 浓度比系结核中元素浓度与海水中元素浓度之比。

3. p.p.m = 10^{-6} ; p.p.b = 10^{-9} 。

4. (a)—*J. L. Mero*, 1965; (b)—*Riley and Sinhaseni* (1958); (c)—*Tatsumoto and Goldberg* (1959);

岩和火山碎屑是最常见的核心。核心没有经济价值, 但具有成因上的理论意义, 可以知道锰结核的生长变化, 提供锰结核生长年龄和生长速率的资料。

2) 杂质

杂质分为有机物和无机物。有机物一般为生物的骨骼和残骸, 以及细菌等; 无机物则为碎屑矿物和粘土矿物。

3) 有用矿物

锰结核中锰和铁含量最高, 但采集锰结核的主要目的是提炼镍、钴、铜、钛等金属元素。

一般认为, 结核内部构造与其产状及形成机理有一定联系:

(1) 平行层理构造。在平坦的海底岩石或海山顶上, 锰铁氧化物、氢氧化物与薄层粘土成互层, 可认为是由海水中直接沉淀而成。

(2) 树枝状构造。由于内核裂隙上锰铁交代矿化作用的结果, 呈羊齿状, 并逐渐发育为云状构造, 其外形多呈葡萄状。

(3) 小球粒集合体构造。它是由直径 $5\mu \sim 0.5\text{mm}$ 的小结核集聚而成。

(4) 同心层状构造。其特征是与薄层粘土形成的同心圆互层, 估计是在海底滚动逐渐形成。

以上各类型, 除 (1) 外, 其他各类型均有次生作用, 说明结核的生成机理是比较复杂的。

2. 锰结核的物理力学特性

大洋底的锰结核, 虽随海域不同, 性质各异, 但仍然有它的共性。

锰结核一般呈黑色或黑褐色。若含铁量高,多呈红褐色;若含锰量高,则呈蓝黑色。其条痕为黑色或黑褐色,呈金属和半金属光泽。

锰结核的形态多种多样,有似球状、椭球状、草莓状、瘤状、结壳状、块状、炉渣状、扁平状、葡萄状、马铃薯状及其他不规则形状。既有单个结核,也有多核心的集合体。

结核的硬度在摩氏硬度1~4之间;体重为2.0~3.1,多数为2.3~2.5;直径多数为0.5~25cm,平均2~4cm,少数可达60~100cm,从海底拍摄的照片看,最大直径甚至可能达到150~200cm。

结核的表面构造有光滑与粗糙之分。光滑构造主要表现在似球形、椭球形的结核表面及扁平结核、瘤状结核的上表面。而粗糙构造主要表现在草莓状结核、扁平结核和瘤状结核的底表面。

根据结核在沉积物中的赋存状态,结核的产状可分为露出型、埋设型和半埋设型。露出形结核以表面光滑、形状为似球形、椭球形为主;埋设型结核是由无数小结核聚集形成的基本对称的似球形和椭球形的集合体;半埋设型结核的特点是上表面光滑,下表面粗糙,结核往往呈不对称状。

14.2.2.4 锰结核的分布

从调查资料看,锰结核在各大洋的分布是不均匀的。以太平洋最为富集,锰结核所含的几种主要金属的品位也相对较高(表1-14-19),其次是大西洋和印度洋,再次为南极海。

以太平洋为例。太平洋锰结核的丰度和储量分布列于表1-14-22。从表1-14-22可以看出,太平洋中部丰度最高,平均丰度达1.45g/cm²;其次是西部,它略高于东部。

太平洋锰结核的丰度和储量

表 1-14-22

		东 部	中 部	西 部	太平洋总计
照相取样数		11	13	5	29
丰度 (g/cm ²)	最大	1.2	2.5	1.5	2.5
	最小	0.36	0.90	0.46	0.36
	平均	0.86	1.60	0.90	0.97
抓斗取样数		5	5	0	10
丰度 (g/cm ²)	最大	0.23	1.00	—	1.00
	最小	0.05	0.17	—	0.06
	平均	0.14	0.56	—	0.36
钻探取样数		24	33	5	62
丰度 (g/cm ²)	最大	2.3	3.8	1.2	3.8
	最小	0.10	0.50	0.40	0.10
	平均	0.89	1.71	0.82	1.32
取样总数		40	51	10	101
平均丰度 (g/cm ²)		0.78	1.45	0.86	1.12
区域面积 (×10 ³ km ²)		44.9	62.1	37.2	164.2
结核储量 (×10 ³ t)		350	900	406	1656

注:资料来源:J.L.Mero (1965)。

就海洋深度上的分布而论, 锰结核遍布各大洋100~6000m的洋底, 但丰度较高的锰结核大多赋存于水深4000~6000m的洋底。一般规律是, 镍、铜含量随水深增加而增高, 钴、铅、钒, 镭的含量则与之呈相反趋势; 稀土元素含量随海洋深度增大而增高; 浅海的锰结核富含轻稀土元素, 而深海的锰结核则富含重稀土元素。

由于锰结核是一种自生矿物, 它的分布也就与其成因密切相关。但是, 关于锰结核的成因, 至今众说不一, 都是围绕三个问题进行论证: 物质来源、搬运方式和生长机理, 主要有生物成因观点, 火山过程说、自生沉积理论、陆源说等。尽管锰结核的成因尚待进一步搞清, 但它毕竟属于海洋地理学和海洋地质学的范畴, 并不影响当前对深海采矿技术的研究和对锰结核的实际开采。

14.2.3 深海采矿系统设计要点

深海采矿系统由三大部分组成:

- (1) 集矿系统: 在海底采集锰结核。
- (2) 提升系统: 将采集的锰结核提升至海面上来。
- (3) 海上系统: 主要包括集矿和提升的操纵系统, 海上运输系统和港口系统。

以上三大系统中, 集矿系统和提升系统是本章涉及的范畴, 而海上运输系统和港口系统, 则属于其他工程学科。

深海采矿系统的设计必须满足下列要求:

- (1) 能在水深4000~6000m的海底采掘和集矿;
- (2) 集矿和提升必须连续作业;
- (3) 提升设备必须稳装在一只采矿船上, 其运转必须适用船上的要求;
- (4) 锰结核是散存于海底表面或表面的沉积物中, 无论哪种型式的采矿设备都必须是移动式集矿, 而不是定点集矿。因此, 采矿船与集矿装置之间的相对位移和受力情况, 必须经过详细计算;
- (5) 在海底的集矿机上和船上必须装设多种监测仪表和通讯联络装置;
- (6) 必须在类似的浅海海域进行工业性试验, 取得各项试验数据之后, 方能进行集矿和提升系统设计;
- (7) 采矿船的设计必须与集矿、提升系统的设计紧密配合。

深海采矿的集矿设施和提升装置, 各国曾提出过多种型式。经过二十多年的试验研究, 各国倾向于两类提升方式: 流体提升方式和连续斗方式。

14.2.3.1 流体提升

1. 流体提升分类

目前, 各国在开采洋底锰结核的试验研究中所采用的流体提升法可分为三类:

1) 水力提升

它是直接用泵抽吸的方法, 在提升锰结核的过程中, 锰结核与海水组成固液两相流体沿管道流动, 它属于一般的垂直管道中的固液两相流问题。其主要优点是消耗动力费用相对较低, 而突出的缺点是泵和动力设备须置于水下, 维修保养困难, 且活动部件与两相流体直接接触, 容易磨损。因此, 只在六十年代初期一些国家做过试验研究, 近年来, 除个别单位(如OMI等)之外, 很少有人再深入研究。

2) 水力-风力提升

这种提升方式,国外一般称“气升泵”(air-lift pump)。但从后面介绍可以看到,就它的提升原理讲,是水力与气力(一般习惯称风力)联合提升。这种方法源于十八世纪末(1797年)德国学者Löscher的室内试验。本世纪以来,这种装置被广泛用于钻井和矿井排水,水工建筑物和桥梁基础工程施工,港湾、河道及水库清淤,煤浆和其他浆体的垂直输送等。与这些工程所不同者,主要是深海采矿的深度和提升固体物料的粒度都远远超过一般工程范围,因此技术上难度大一些。这是目前在深海采矿的试验研究中使用最广泛的一种提升方法。它的主要优点是:构造简单,使用方便;提升管内无叶片、阀等部件,特别适于粗大固体颗粒的输送;故障少,维修简便。主要缺点是效率比较低,一般只有30~40%。此外,还有一个重要问题,即进气口极限深度问题。试验表明,进气口深度为总水深的0.5~0.6倍时,提升效率最高。就是说,若总水深4000~6000m,进气口深度至少应为2000~3000m,相当于进气口处的压力为 $(200\sim300)\times 10^5\text{Pa}$ 。在这样高的压力下,压缩空气将有一部分溶解于海水中;气泡体积大大压缩,密度增大;这些都将影响提升效率。因此有人提出,气升泵的进气口深度一般不得超过1000m,超过这个界限之后,采矿成本随深度指数倍数增加。这就说明,从技术和经济上综合考虑,进气口深度有一个极限,也就是说,气升泵也有一个适用的极限水深。这是气升泵的局限性。

3) 轻介质提升

其提升原理与气升泵相同,只是用不可压缩的轻介质代替压缩空气,克服了气升泵的根本性缺点。轻介质有两种形式:一是液体形式,如煤油、汽油或其他比海水轻的液体;另一种是轻体重的固体颗粒或空心小球与海水组成轻介质。轻介质应具备以下几个条件:体重轻于海水,与锰结核都易于分离,以便回收,循环使用;易于通过循环系统,对系统无损害,其本身也不易破碎或降级;价格适中。一般认为采用煤油、汽油等作为轻介质成本较高,但如果采用塑料工业或其他工业的轻质废料制成固体颗粒或空心小球与海水组成轻介质,估计大有希望降低成本。

2. 水力-风力提升

1) 原理

如图1-14-43所示,在海面下一定深度处向提升管内注入压缩空气,使管内混合物的密度小于管外海水的密度,由于管内外流体的密度差而产生压差,致使管内流体向上运动,锰结核也就随海水一起被抽吸上来。在进气口以下管段,为锰结核与海水组成的固液两相流;以上则属固-气-液三相流。

2) 基本特性

(1) 流态分类

由于三相流流态观测比较困难,故一般是利用气液两相流试验进行流态观测,如图1-14-44所示。随着供气量的增加,有如下五种流态:

气泡流(bubble flow),当供气量很小时,空气形成许多小气泡分散在液体中流动。此时,管内水位虽然略有上升,但几乎没有提升作用。

气团流(Slug flow),随着供气量增大,逐渐形成一些几乎占满管道断面但周围仍有水膜包围的气团,其状如炮弹,它们与小气泡群混杂在一起流动。

泡沫流(froth flow),供气量再增加,气团越来越大,而水团越来越小。

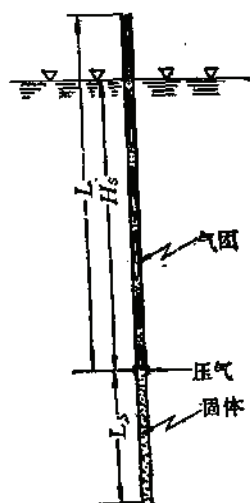


图 1-14-43 压气提升泵法

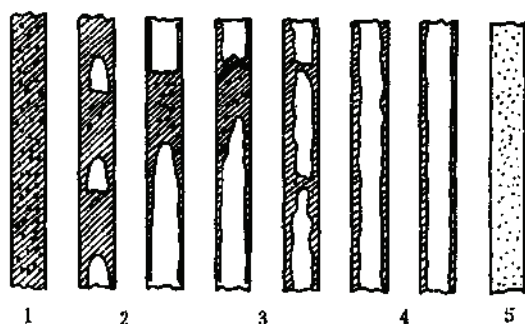


图 1-14-44 流态图

1—气泡流；2—气团流；3—泡沫流；4—环状喷雾流；5—喷雾流

环状喷雾流 (annular-mist flow)：供气量进一步增加，在管壁形成环状水膜，而管中心部分则为含有水滴的气流。

喷雾流 (mist flow)：供气量相当大时，管内全部形成含有水滴的雾状气流。

试验表明，在固-气-液三相流情况下，固体颗粒几乎都悬浮于水团内，只有少部分颗粒夹杂于气团与管壁之间的水膜中。

(2) 输送特性曲线

输送特性曲线系指输送量与供气量关系曲线。典型的气液两相流输送特性曲线如图1-15-45所示。当供气量小于 a 点时，不产生扬水现象；大于 a 点以后，扬水量急剧增大，到 c 点达到最大值。这是由于随供气量增加，管内混合物密度越来越小，与管外海水的密度差越来越大，即压差越来越大，并足以克服两相流在管内的摩阻损失，故输送量增大。但当供气量大于 c 点之后，尽管压差继续增大，但管内两相流的摩阻损失也增大，且其增加率较之压差的增加率为大，故输送量反而递减。

三相流的情况与两相流基本相似，如图1-14-46所示。当然在三相流情况下，输送特性曲线还因固体颗粒的物性而变化，情况就更为复杂。

14.2.3.2 绳斗式提升

绳斗式提升是在循环的缆绳上等距离装有耙斗，由采矿船上的驱动装置带动缆绳循环上下运行，利用耙斗连续不断地在海底采集锰结核。这种型式比气升式简单一些，比较容易实现。

1. 绳斗式提升设施的形式

以采矿船牵引方式分有两种：单船牵引和双船牵引。

1) 单船牵引式

如图1-14-47所示。由于循环缆绳在数千米深的海水中运行时，下降的缆绳与上升的缆绳很容易绞结在一起，影响正常的采掘和运转。因此，应当使缆绳与船相交的两点距离尽可能大一些。即使如此，两股缆绳仍难免绞结，尤其当停止运转、两股绳的张力相同

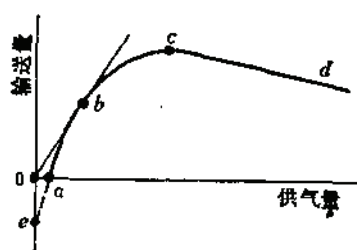


图 1-14-45 输送特性曲线

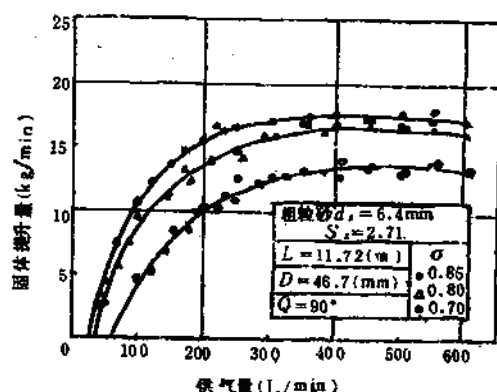


图 1-14-46 固体颗粒输送量曲线

时，更易绞绳。所以单船操作采集锰结核，在实际运行中将会有许多困难。譬如，如何确定船速和缆绳速度，就是一个较为复杂的问题。

2) 双船牵引式

其形式如图1-14-48。双船牵引方式是：一船下放空斗，另一船提升重斗，两船间距约1km左右，因水深不同，可以调节两船间距。循环的缆绳在船间相连，这样，两股缆绳不易绞结。两船必须保持同速、等间距前进。同时，下放缆绳的船应稍在前方，提升缆绳的船稍后（如图所示）。这样，使上升缆绳坡度较陡，减少重斗中锰结核的撒漏，提高采掘效率。

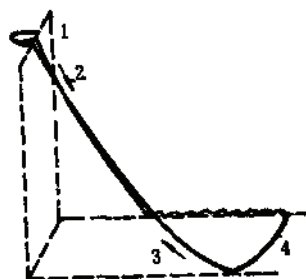


图 1-14-47 单船牵引法

1—下降上升缆绳船，2—下降缆绳，3—上升缆绳，
4—拖泥缆绳

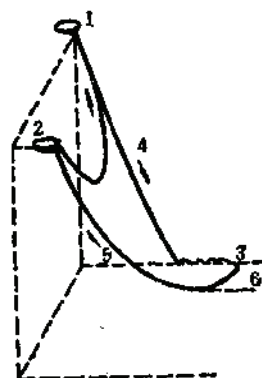


图 1-14-48 双船牵引法

1—下放空斗船，2—提升重斗船，3—暂停缆绳，4—
下放缆绳，5—上升缆绳，6—拖泥缆绳

2. 耙斗和缆绳在海底的运动状态

缆绳的循环运动，在某种条件下，它是有一定的规律的。只有掌握了这些规律，才能正常集矿。同时，必须要有规律地残留矿，等待二次回采。

下面分区分析耙斗和缆绳在海底的运动状态：

1) 暂停区

若船的对地速度为 v_s ，缆绳速度为 v_R ，缆绳上耙斗的间距为 l_B ，某一个耙斗在暂停区间内的时间为 t_p ，则

$$t_w = T_2 - T_1 \quad (1-14-29)$$

当 $v_s \leq v_R$ 时, t_w 也就是每个耙斗依次到达海底至开始采集的暂停时间。此时, 耙斗在海底顺序排列的间距为 I_w , 且

$$I_w = I_B (v_s / v_R) \quad (1-14-30)$$

耙斗顺序引出海面时, 耙斗的间距 L_1 应与 I_w 相等, 即

$$L_1 = I_B (v_s / v_R) \quad (1-14-31)$$

每个耙斗的提出时间间隔为

$$t_1 = I_B / v_R \quad (1-14-32)$$

若 $v_s > v_R$, 在暂停区间内耙斗就开始移动, 随之依次提升到海面。在暂停区间内, 耙斗的移动速度为 $v_s - v_R$, 而 $I_w = I_B$, 则耙斗引出海面的间距为

$$L_1 = I_B + (v_s - v_R) (I_B / v_R) \quad (1-14-33)$$

$$\text{或} \quad L_1 = I_B (v_s / v_R) \quad (1-14-34)$$

若在暂停区间内的耙斗数为 N_w , 则

$$t_w = t_1 (N_w - 1) \quad (1-14-35)$$

因此

$$N_w = 1 + (t_w / t_1) \quad (1-14-36)$$

或

$$N_w = 1 + (t_w v_R / I_B) \quad (1-14-37)$$

暂停区间的长度 l_w 和此区间内绳长的长度 L_w 可分别表示为

$$l_w = L_1 (N_w - 1) = v_s t_w \quad (1-14-38)$$

$$L_w = I_B (N_w - 1) = v_R t_w \quad (1-14-39)$$

2) 集矿区

每个耙斗在集矿区的工作时间为

$$t_D = T_3 - T_2 \quad (1-14-40)$$

在集矿区内正在采集结核的耙斗数目为 N_D ,

$$\text{则} \quad t_D = t_1 N_D \quad (1-14-41)$$

$$N_D = t_D / t_1 = v_R t_D / I_B \quad (1-14-42)$$

在集矿区内的主要采集阶段, 耙斗的移动速度约为 $(v_s + v_R)$, 每个耙斗采集结核的距离 l_D 和集矿区绳绳的总长 L_D 分别以下式表示:

$$l_D = (v_s + v_R) t_D \quad (1-14-43)$$

$$L_D = I_B N_D = v_R t_D \quad (1-14-44)$$

3) 下降区和上升区

若下降侧和上升侧所需的时间分别为 t_{DS} 、 t_{AS} , 下降侧绳绳长为 L_{DS} 、耙斗数为 N_{DS} , 上升侧绳绳长为 L_{AS} 、耙斗数为 N_{AS} , 它们分别以下列各式表示:

$$t_{DS} = T_1 - T_0 \quad (1-14-45)$$

$$t_{AS} = T_4 - T_3 \quad (1-14-46)$$

$$L_{DS} = v_R t_{DS} \quad (1-14-47)$$

$$N_{DS} = L_{DS} / I_B = v_R t_{DS} / I_B \quad (1-14-48)$$

$$L_{AS} = v_R t_{AS} \quad (1-14-49)$$

$$N_{AS} = L_{AS} / I_B = v_R t_{AS} / I_B \quad (1-14-50)$$

第十五章 炸药加工厂及库房

责任编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院
 参加编写单位 南昌有色冶金设计研究院
 编写人 方群渊 喻仁昌

15.1 矿用自制炸药的种类及其适用条件

矿用自制炸药的种类及其优缺点如表1-15-1。

矿用自制炸药

表 1-15-1

序号	炸药名称	主要成份	优 缺 点
1	铵油炸药	硝酸铵、油类和木粉等	加工工艺简单, 原料来源广泛, 加工成本低, 使用、运输、贮存安全, 爆炸威力不高, 抗水性能差
2	铵松脂炸药	硝酸铵、松香、石蜡和木粉	防结块性、防潮性优于铵油炸药, 对加工条件及成份变化的适应性强; 威力接近2°岩石炸药
3	铵沥青炸药	硝酸铵、沥青、石蜡和木粉、食盐等	炸药性能稳定, 能较长时间贮存而不变质, 抗水性比铵油炸药好
4	多孔粒状铵油炸药	硝酸铵、柴油	加工工艺简单, 成本低, 流散性好, 便于实现运药, 装药机械化, 不抗水
5	浆状炸药	硝酸铵、硝酸钠、T·N·T十二烷基磺酸钠、柴油和H ₂ O等	抗水性好, 炸药密度比铵油炸药大, 对冲击、摩擦、火花均不敏感, 可实现泵运, 爆轰感度低, 加工中环境污染较严重, 工艺操作较复杂
6	乳化炸药	硝酸铵、硝酸钠、H ₂ O、柴油、亚硝酸钠、S-80等	具有良好的抗水性能, 爆炸性能和爆轰感度, 产生有害气体少, 安全性能好, 原料来源广泛, 贮存性能较差, 加工成本高于铵油炸药, 加工工艺较复杂
7	水胶炸药	硝酸铵、硝酸钠、甲胺硝酸盐、水、胶凝交联剂等	抗水性能较好, 强度高, 爆破后的矿岩块度较均匀, 贮存期受加工时的气温影响较大

15.2 厂(库)址选择及总平面布置

15.2.1 厂(库)址选择

厂(库)址选择一般应遵循下列原则:

- (1) 尽量把工厂及库房布置在有天然屏障或环山地带。若在平原建厂, 必须保证有足够的安全距离和可靠的隐蔽安全措施;
- (2) 厂(库)址必须远离铁路、公路、通航汽轮的航道、飞机场等主要交通枢纽以

及110千伏以上的高压输电线路;

(3) 必须充分注意今后工厂及贮存库排出的污水、废气对周围地表河流、地下水流、居民点的污染问题;

(4) 各级贮药量的工房, 其对内对外安全距离, 必须符合有关最小安全距离的要求。

15.2.2 总平面布置

15.2.2.1 工房及库房危险等级的划分

按《民用爆破器材工厂设计安全规范》(试行) (以下简称《设计安全规范》) 规定, 生产工房或生产工序危险等级划分如表1-15-2。

库房危险等级的划分见表1-15-3。

15.2.2.2 对内安全距离

1. 厂区内安全距离

A级建筑物距其他建筑物的安全距离按表1-15-4确定。

A、B、D级建筑物距各类项目的安全距离见表1-15-5。

危险品生产区内, 允许设置原料库, 其中的D级建筑物, 如硝酸钾、硝酸钠、氯酸钾等库房距其它建筑物的距离为25m, 硝酸铵库距任何建筑物的距离不应小于50m。

2. 危险品总库区内安全距离

各种炸药仓库对内安全距离, 依炸药量的多少, 按表1-15-6, 表1-15-7和表1-15-8选取。

15.2.2.3 对外安全距离

厂区对外安全距离及总库区的对外安全距离参照《设计安全规范》(试行) 的有关规定选取。

15.2.2.4 工、库库存药量计算

1. 工房内的药量计算

工房内危险品存药量是计算工房对外、对内安全距离的依据。工房内的存药量包括以下成品及半成品:

(1) 工房内的生产设备、运输工具或运输设备等各种容器中已形成爆炸危险品的物料, 工房内暂存的有爆炸危险的半成品和成品。

硝酸炸药混药工房一般应计算工房内包括硝酸铵在内(水溶液除外)的全部药量。但当硝酸铵的破碎、干燥、筛选和暂存是在隔离的工作间进行时, 这部分硝酸铵可不计在内。

(2) 位于土围内的运输工具中的药量应计入工房的存药量。

2. 库内存药量计算

(1) 梯恩梯、硝酸炸药库房的存药量, 均按其实存的净药量的百分之百计算。

当同库中存有两种以上不同品种炸药时, 应按各品种分别计算存药量, 然后计算其殉爆距离。

(2) 雷管、导火索、导爆索仓库中存药量应按其产品装填的各种炸药的总数量计算。一只雷管及一米导火索或导爆索的装药量分别见表1-15-9和表1-15-10。

生产工房或生产工序危险等级

表 1-15-2

序号	生产分类	危险等级	工房或工序名称	备注
1	2	3	4	5
1	硝酸炸药	A ₁	梯恩梯粉碎, 轮碾机热混	
		A ₁	轮碾机冷混, 球磨机混药, 机械混药, 气流混药, 筛药, 凉药, 装药, 包装	
		D	硝酸铵粉碎、干燥	
2	铵油炸药	A ₁	混药, 筛药, 凉药, 装药, 包装	
		D	硝酸铵粉碎、干燥	
		B	混药, 包装(大包)	该炸药不能用单发8号雷管直接起爆, 工房内存药量不应超过5吨。
3	水胶炸药	A ₁	硝酸甲胺的制造和浓缩, 混药, 凉药, 装药, 包装	用硝酸甲胺为敏化剂
		D	硝酸铵, 硝酸钠的粉碎和筛选	
4	浆状炸药	A ₁	熔药, 混药, 凉药, 包装	
		A ₁	梯恩梯粉碎	
		B	溶药; 混药, 凉药, 包装	该炸药不能用单发8号雷管直接起爆, 工序联建或单建时, 工房内存药量不超过5t。
		D	硝酸铵粉碎	
	黑梯药性	A ₁	熔药, 装药, 凉药	
5	乳化炸药	A ₁	乳化, 凉药, 掺合(混拌), 装药, 包装	
		D	硝酸铵、硝酸钠粉碎及氧化剂溶液的制备	
		B	乳化, 凉药, 掺合(混拌)	工序联建或单建时工房内存药量不大于2t。
		A ₁	装药, 包装	
		D	硝酸铵、硝酸钠粉碎及氧化剂溶液的制备	
6	试验站	B	雷管、非电导爆系统试验站	
		D	导火索试验室, 炸药试验场的准备间	
	理化实验室	D	黑火药、炸药、起爆药理化实验室	

注: 表内B级工房内存放的炸药量应不大于200kg, 但备注内存药量有规定者除外。

库房危险等级表

表 1-15-3

序号	仓 库 名 称	生产区 危险品 转手库	工厂危 险品总 库
1	2	3	4
1	黑索金, 胶质炸药, 黑梯药柱, 铁梯黑炸药, 奥克托金, 干成型的二硝基重氮酚	A ₁	A ₁
2	梯恩梯, 苦味酸, 雷管, 导爆索, 非电导爆系统	A ₂	A ₂
3	硝酸炸药, 铵油, 铵松脂, 铵沥腊炸药, 水胶炸药 (以硝酸甲胺为敏化剂), 含梯恩梯 (或黑索金) 的浆状炸药, 含单质炸药组份的乳化炸药, 不含单质炸药组份的乳化炸药, 黑火药	A ₂	A ₂
4	多孔粒状铵油炸药 (单发 8 号雷管不能直接起爆), 不含梯恩梯 (或黑索金) 的浆状炸药 (单发 8 号雷管不能直接起爆)	B	A ₂
5	延期药	B	
6	导火索	D	D
7	硝酸铵、硝酸钾、硝酸钠、氯酸钾	D	

A级建筑物距其他建筑物的最小允许距离等级系数

表 1-15-4

建筑物危险等级	二个建筑物均无土围	二个建筑物中一方有土围	二个建筑物均有土围
A ₁	2.4 R _A	1.20 R _A	0.72 R _A
A ₂	2.00 R _A	R _A	0.60 R _A
A ₃	1.80 R _A	0.90 R _A	0.54 R _A

R_A为与贮药量有关的安全距离, 可查表。

A、B、D级建筑物距各类项目的距离

表 1-15-5

序号	项 目	建 筑 物 危 险 等 级		
		A	B	D
1	2	3	4	5
1	锅炉房	按表1-16-4计算后再增加50%, 且不应小于100m	不应小于50m	不应小于50m
2	35千伏总降压变电所、 配电所	按表1-16-4计算后再增加一倍, 且不宜小于200m	不应小于60m	不宜小于50m
3	单建变电所 (可带高压配 电室)	按表1-16-4计算, 且不宜小 于 50m	不应小于35m	不应小于25m
4	水塔 (钢筋混凝土 结 构)	按表1-16-4计算后再增加50%, 且不宜小于100m	不宜小于50m	不宜小于50m
5	高位水池 (地下或半地下)	不宜小于50m	不宜小于50m	不宜小于50m
6	厂部办公室、食堂、消 防车库等	按表1-16-4计算后再增加50%, 且不宜小于200m	不宜小于50m	不宜小于50m
7	汽车库, 车间焊接, 工 房, 茶炉房及火炉采暖的 建筑物	按表1-16-4计算, 且不宜小于100m	不应小于50m	不应小于50m

续表

序号	项 目	建 筑 物 危 险 等 级		
		A	B	C
1	2	3	4	5
8	车间办公室	按表1-16-4计算后再增加50%， 且不应小于50m	不应小于50m	不应小于50m
9	辅助生产区的建筑物	按表1-16-4计算后再增加50%且 不应小于100m		

- 注：1. 序号3所列建筑物距延期药转手库不应小于50m。
 2. 序号8所列建筑物距表1-16-2中序号2、4、6的B级工房及其产品转手库的安全距离应再适当加大。
 3. 仅为某个A级工房服务的无固定值班员的单建的变电所，可布置在该工房附近，其距离不宜小于35m。
 4. D级理化实验室距表中序号1~2、4~6项的距离不宜小于30m。
 5. 黑火药生产部分严禁有烟火。

A₁级总仓库之间的最小允许距离 (m)

表 1-15-6

序号	炸 药 名 称	仓 库 内 存 药 量 (t)					
		>30 ≤50	>20 ≤30	>10 ≤20	>5 ≤10	>2 ≤5	≤2
1	2	3	4	5	6	7	8
1	黑索金、铵梯黑炸药、黑梯药柱	80	70	60	50	40	35
2	胶质炸药			80	70	50	35

A₁级总仓库之间的最小允许距离(m)

表 1-15-7

序号	炸 药 名 称	仓 库 内 存 药 量 (t)					
		>100 ≤150	>50 ≤100	>30 ≤50	>10 ≤30	>5 ≤10	>2 ≤5
1	2	3	4	5	6	7	8
1	梯恩梯、苦味酸	50	45	35	30	20	20
2	雷管、导爆索、非电导爆系统				70	50	40

A₁级总仓库之间的最小允许距离 (m)

表 1-15-8

名 称	仓 库 内 存 药 量 (t)					
	>150 ≤200	>100 ≤150	>50 ≤100	>30 ≤50	>10 ≤30	≤10
各类炸药	60	45	40	30	25	20

注：各类炸药包括：硝铵炸药，铵油炸药，多孔粒状铵油炸药，铵松腊炸药，铵沥腊炸药，水胶炸药，浆状炸药，乳化炸药，黑火药。

一只雷管的装药量

表 1-15-9

序号	雷管段别	黑索金 (g)	二硝基重氮酚 (g)
1	6°火雷管	0.42 ± 0.02	0.30 ± 0.02
	8°火雷管	$0.70 \sim 0.72 \pm 0.02$	$0.30 \sim 0.36 \pm 0.02$
2	6°瞬发电雷管	0.42 ± 0.02	$0.30 \sim 0.34 \pm 0.02$
	8°瞬发电雷管	$0.70 \sim 0.72 \pm 0.02$	$0.35 \sim 0.42 \pm 0.02$
3	6°秒延电雷管	0.42 ± 0.02	$0.30 \sim 0.34 \pm 0.02$
	8°秒延电雷管	$0.70 \sim 0.72 \pm 0.02$	$0.35 \sim 0.42 \pm 0.02$
4	6°毫秒电雷管	0.42 ± 0.02	$0.30 \sim 0.34 \pm 0.02$
	8°毫秒电雷管	$0.70 \sim 0.72 \pm 0.02$	$0.35 \sim 0.42 \pm 0.02$

一米导火索或导爆索的装药量

表 1-15-10

序号	材料名称	药芯名称	药芯药量 (g)
1	工业导火索	黑火药	7~8
2	低秒延期导火索	黑火药	9~10
3	高秒延期导火索	黑火药	8~9
4	导爆索	黑火药	>12

15.2.2.5 单个库房最大允许贮药量

1. 生产区内单个危险品转手库最大允许贮药量

生产区范围内一般应尽量减少危险品的贮存量和停留的时间。由于生产上的需要,要求在生产区内设置危险品临时转手库时,其单个库房最大允许贮存量应不大于表1-15-11中之规定。

单个危险品转手库最大允许贮存量

表 1-15-11

序号	危险品名称	最大允许贮存量 (t)
1	2	3
1	黑索金	3
2	梯恩梯	5
3	雷管, 非电导爆系统	0.2 (按产品中总装药量计算)
4	导爆索	1 (按产品中总装药量计算)
5	硝铵炸药、铵油炸药、铵松脂炸药、铵沥脂炸药、水胶炸药、乳化炸药、浆状炸药	20
6	黑火药、导火索	2 (按产品中总装药量计算)

为了生产上的方便,允许把D级原料库房建在生产区范围内,但其单个库容量不应超过400吨。

2. 总库区各类危险品单个仓库最大允许贮存量

危险品总库区,各种危险品的单个库房最大贮存量不能超过表1-15-12中之规定。

危险品单个库房最大允许贮存量

表 1-15-12

序号	危 险 品 名 称	单个库房中最大允许贮存量 (t)
1	2	3
1	黑索金	50
2	梯恩梯	150
3	雷管、非电导爆系统	6 (按产品中总装药量计算)
4	导爆索	15 (同上)
5	硝铵炸药、铁油炸药、铵松蜡炸药、铵面蜡炸药、 水胶炸药、乳化炸药、浆状炸药	200
6	导火索	40 (按产品中总装药量计算)

15.2.2.6 厂(库)区规划

炸药加工厂及其贮存库的规划,应根据生产的品种、生产的特性、危险程度等因素进行分区布置。一般应分为危险品生产区、危险品总库区、废药废料销毁场及住宅区(包括行政办公和生活福利)。

一般应当把危险品总库区、销毁场布置在工厂的偏僻地带。危险品总库区一般不宜距生产区太远,但必须保证其外部安全距离。

当工厂位于山区时,应合理利用地形,把危险品生产区,危险品总库区和销毁场布置在有自然屏障地段,使整个布局既安全又合理。但危险品生产区不应布置在山坡陡峻的狭窄沟谷中。

不应使工厂的主要人流、货流通过危险品生产区、危险品总库区,也不应使运输危险品的主要道路通过生产区和住宅区。

15.2.2.7 生产区内部的平面布置

生产区内部的布置应遵循以下原则:

- (1) 各类加工房之间应按有关规定保持一个最小的安全距离;
- (2) 各工房工序的排列,应满足工艺流程的要求,尽量避免各工房之间的往返运输;
- (3) 厂内道路的布置,应避开危险品运输的交叉和重叠;
- (4) 有毒气体排放的工房,宜布置在整个生产区的下风侧;
- (5) 同一品种的生产工房,应集中布置,存药量大或危险性较大的工房,宜布置在危险生产区的边缘或隐蔽的地段;
- (6) 危险品建筑物的总平面布置宜交错布置,避免长边相对。对于有防护土围的建筑物的土围口也应避免相对;
- (7) 当危险工房靠山布置时,距山坡脚不宜太近;
- 当危险品工房布置在山场中时,应考虑人员的安全疏散和有害气体的扩散问题;
- (8) 按有关规定,凡A级建筑物均应该设置防护土围,但当A级建筑物存药量小于50kg时,可不设置防护土围。
- (9) 有爆炸危险的建筑物周围,25m范围内不得有针叶林或竹林。

15.2.2.8 危险品总库区的布置

危险品总库区各库房的平面布置,应根据库房的危险程度和存药量的大小,结合地形进行布置。不宜把危险性比较大或存药量大的库房布置在库区出入口附近,而应尽量隐蔽。库房的长边不宜相对,防护土围的出入口也应错开布置。库房与库房之间应保持一个最小的安全距离。

A级仓库应设置防护土围。

15.2.2.9 厂区的道路及运输

厂区内运输危险品的主要干道中心线,距各建筑物的距离,应符合下列规定:

- (1) A级建筑物不宜小于20m。
- (2) B级、D级建筑物不宜小于15m。
- (3) 有明火或散发火星地点不宜小于30m。

15.3 工厂的工艺配置

15.3.1 工厂规模的确定及工作制度

1. 工厂规模的确定

炸药厂的设计规模 P :

$$P = 300 \frac{Q}{N} k_1 k_2$$

式中 P ——炸药厂设计规模, t/a;

300——炸药厂的年生产天数;

Q ——矿山某种炸药的年消耗量, t/a;

N ——矿山年工作天数;

k_1 ——与工作制度有关的系数。一般为1.02~1.22。当矿山为间断工作制时取下限;当矿山为连续工作制时取上限;

k_2 ——生产富余系数。一般取1.1。

当一个矿山同时使用几种炸药品种时,其生产规模应分别计算。

如果一个加工厂同时供给几家用户,应视其用户与加工厂的距离远近及交通条件,适当加大生产富余系数 k_2 。

2. 工厂的工作制度

由于炸药加工厂生产的特殊性,其工作制度一般为间断工作制,即年工作天数为300天,每天两个班,每班8小时。

15.3.2 炸药的原料、配比及工艺流程

15.3.2.1 铵油炸药

1. 原料及配比

1) 硝酸铵

硝酸铵(NH_4NO_3)在炸药中主要作氧化剂,其主要参数如下:

氧平衡值: +0.20g/g (或+20%)

密度: $1.44 \sim 1.79 \text{g/cm}^3$

堆积密度: $0.86 \sim 0.97 \text{g/cm}^3$

热容量: 369J/克分子

破碎后松散密度: $0.62 \sim 0.68 \text{g/cm}^3$

比热: $1.66 \text{kJ/kg} \cdot \text{K}$

熔点: $145 \sim 166^\circ\text{C}$

硝酸铵的质量标准见附表2。

2) 木粉

木粉在炸药中作可燃剂, 并起松散和防止炸药结块的作用。

木粉材质以红松、白松和松柏为最好。

3) 柴油

炸药加工中, 一般使用轻柴油。

轻柴油在炸药中也是一种燃料, 主要用来平衡氧化剂产生的氧。由于它有较高的粘性和较低的挥发性, 能保证炸药在爆轰过程的稳定性。轻柴油的密度为 $0.8 \sim 0.87 \text{g/cm}^3$ 。氧平衡值为 -3.27g/g 。

柴油对于温度的适应性较差, 选择时应根据各地的气候条件来考虑。气温较高的地方应选择较高标高的柴油, 气温较低的地方则相反。

铵油炸药的合理配比, 国内已基本定型, 但各用户还可以根据各自的具体条件来确定。

我国矿山大多采用热加工法加工铵油炸药, 炸药配比一般为硝酸铵: 柴油: 木粉 = $92:4:4$

2. 工艺流程

机械热加工的工艺流程可分为一段混合法和低温混合法。

1) 一段混合法

硝酸铵经粗碎 (粒度 $\leq 50 \text{mm}$), 投入轮碾机继续碾压和干燥, 待硝酸铵起尘后, 加入干燥粉碎好的木粉, 在出药前 $10 \sim 15$ 分钟加入柴油。出药后经筛分、凉药, 药温降至 40°C 以下 (最好在 32°C 左右) 进行包装, 每加工一碾大约需要 $40 \sim 60$ 分钟, 一碾出药 $180 \sim 200 \text{kg}$ 。

其工艺流程如下:

2) 低温轻碾混合法

此法又称二段混合法。即先把经粗碎的硝酸铵投入轮碾机进行碾压干燥, 碾温 $80 \sim 90^\circ\text{C}$, 碾压时间为 $30 \sim 35 \text{min}$ 。然后, 进行筛分, 使通过 60 网目筛孔的粒度达到 90% 以上, 水分在 0.2% 以下。混合成药在另一台轮碾机 (碾轮重 130kg) 进行, 混药时间为 $30 \sim 40 \text{min}$ 。

低温混药时, 柴油挥发量少, 吸油率高, 产品质量较好。但加工时间较长, 产量低, 设备多, 占地大。

3. 加工工艺

1) 硝酸铵破碎

一般采用颚式破碎机, 辊式破碎机或锤式破碎机进行破碎, 入碾前的粒度须控制在 50mm 以下。日产量在 500kg 以下时, 可考虑用人工进行粗碎。人工粗碎的工具用木锤, 塑料锤或橡胶锤均可, 严禁用铁锤。

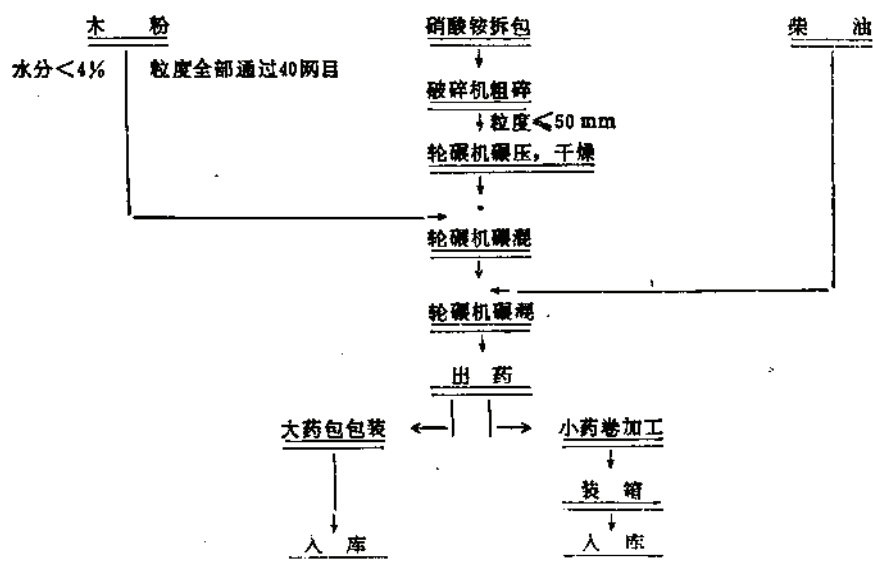


图 1-15-1 一段混合铵油炸药加工工艺流程

当采用抗水硝酸铵作原料时，无论规模大小均可用人工进行粗碎。

2) 碾压与碾混

硝酸铵入碾后，即可放入蒸汽进行碾压和干燥。在适当时候加入木粉及轻柴油，混匀，待药温降至40℃以下即可出药。

3) 筛药与凉药

筛药主要是筛弃炸药中的机械杂质及结块。此工序一般由筛药机完成。凉药分为自然凉药和机械凉药两种。产量在1t/d以下、气候比较干燥的加工厂，可考虑用自然凉药。

4) 包装

用于露天矿的炸药采用大包包装，每袋药一般为5~10kg。使用散药装填时，炸药可装入每袋约20kg的塑料袋。

用于地下矿的炸药应包装成小药卷。小药卷规格为 $\phi 32 \times 200$ （或 $\phi 35 \times 200$ ），重150g左右。小药卷包装后经防水处理，装箱入库，每箱炸药净重约24kg。

15.3.2.2 铵松脂炸药

1. 原料

1) 硝酸铵

采用普通工业硝酸铵。

2) 松香、石蜡

松香和石蜡在炸药中代替铵油炸药中的柴油，起燃剂的作用。松香、石蜡属易燃品。

3) 木粉

质量要求同铵油炸药。

2. 配比

铵松脂炸药部颁标准见表1-15-13。

3. 工艺流程

铵松腊炸药部颁标准 (WJ810-77) 配比%

表 1-15-13

炸药名称	硝酸铵	柴油	木粉	松香	石腊
1 [#] 铵松腊炸药	91±1.5		6.5±1	1.7±0.3	0.8±0.2
2 [#] 铵松腊炸药	91±1.5	1.5±0.5	5.5±0.5	1.7±0.3	0.8±0.2

工艺流程的特点是要求重砵、高温、细碾，使炸药达到“干、细、匀”。

栗木锡矿铵松腊炸药工艺流程参看图1-15-2。

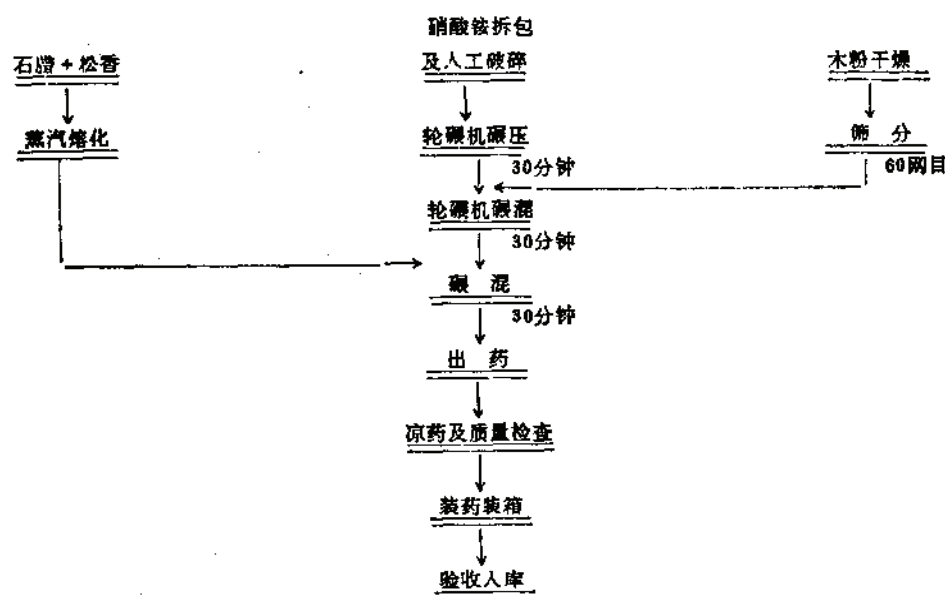


图 1-15-2 栗木锡矿铵松腊炸药加工工艺流程

4. 加工工艺

1) 硝酸铵及松香碾压

硝酸铵的破碎和入碾要求与铵油炸药同。松香是易碎的固体，只须人工稍加破碎即可入碾。

2) 加入木粉第一次碾混

硝酸铵与松香碾压30~50分钟后，加入木粉进行碾混。

3) 加入石腊第二次碾混

硝酸铵和木粉一起碾混30~40分钟后，即可把预熔化的石腊加入进行第二次碾混。如果炸药成分包含柴油，即先把柴油加入进行碾混，过10分钟再加入石腊。在加入柴油前，最好把药混降低至70℃左右为好，以减少柴油的挥发。

4) 降温出碾

一般采用机械凉药的方法。

5) 包装入库

铵松腊炸药的包装规格及要求与铵油炸药相同。

15.3.2.3 铵沥青炸药

1. 原料

铵松脂炸药的原料是硝酸铵、木粉、沥青和石蜡。当制造用于有瓦斯爆炸危险的矿山的炸药时，须加入消焰剂——食盐。

2. 配比

国内常用的几种配比见表1-15-14。

铵 沥 青 炸 药 原 料 配 比

表 1-15-4

序号	炸 药 名 称	原 料 组 成 (%)				
		硝 酸 铵	木 粉	沥 青	石 蜡	食 盐
1	岩石铵沥青炸药	90	8	1	1	—
2	1°爆矿铵沥青炸药	81	7.2	0.9	0.9	10
3	2°爆矿铵沥青炸药	76.5	6.8	0.95	0.95	15

3. 工艺流程

工艺流程参看图1-15-3。

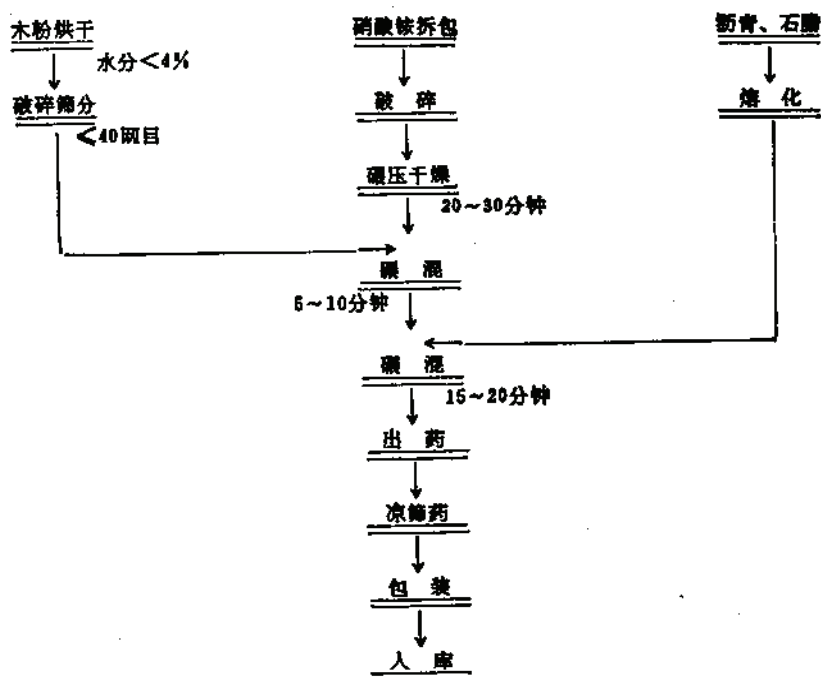


图 1-15-3 栗木锡矿铵沥青炸药加工工艺流程

4. 加工工艺

铵沥青炸药的加工工艺与铵松脂炸药相类似，也是采用高温细碾的方法。但前者的沥

青和石腊(1:1)是经过预熔化的。使用时再经蒸汽熔化锅熔化后入碾。

混制煤矿铵沥脂炸药时,食盐在出药前10分钟加入。

15.3.2.4 多孔粒状铵油炸药

1. 原料

多孔粒状铵油炸药的原料由多孔粒状硝酸铵和柴油组成。

多孔粒状硝酸铵必须符合下列规格要求:

粒度: 0.5~2.5mm

水分: <0.3%

吸油率: $\geq 8\%$

堆密度: 0.86t/m³

烧胺含量: 0.05% (含十八烷铵醋酸盐)

粒级组成: 如表1-15-15。

多孔粒状硝酸铵粒级组成

表 1-15-15

粒 级 (mm)	0.5~1.0	1.0~1.5	1.5~2.0	2.0~2.5
分 级 (%)	35~40	30~35	15~20	5~20

2. 配比

一般多孔粒状铵油炸药的实际配比为:

多孔粒状硝酸铵:柴油 = 94:6

3. 加工工艺

按照炸药的混拌方法可分为人工混拌法、机械混拌法和连续混拌法。

1) 人工混拌法

2) 机械混拌法

采用一定的机械设备进行混拌,常用的有混凝土搅拌机和轮碾机。例如,当采用18r/min、容积为0.4m³的混凝土搅拌机时,每次投入400kg多孔粒状硝酸铵和25kg柴油,混拌3~5分钟后,炸药从搅拌机放出并装袋,每袋40kg。其生产效率为5t/h。

3) 连续混拌法

工艺配置见图1-15-4。

多孔粒状硝酸铵从料仓(3)中加入,经定量给料螺旋(2)再经螺旋输送机(4),把料定量给到混合器(9)中,柴油经计量泵利用转子流量计(8)定量给到混合器中混合。混合器带有一个双桨式搅拌器。混合料在混合器中的停留时间为10~15s即可装袋,每袋40kg炸药的下料情况,可通过有机玻璃制成的视镜观察。视镜下面为成品料仓(11)。这种混拌法的优点是,生产效率高,劳动条件好,炸药质量比较稳定。当矿山炸药消耗量在2500t/a以上时,采用这种工艺较为合理。

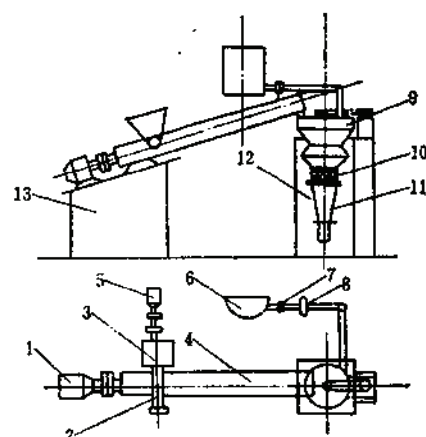


图 1-15-4 连续混拌工艺配置图

1—电机; 2—定量螺旋; 3—料仓; 4—螺旋输送机; 5—电机; 6—柴油混合桶; 7—计量泵; 8—转子流量计; 9—混合器; 10—视镜; 11—成品仓; 12—支架; 13—视镜

15.3.2.5 浆状炸药

1. 原料

1) 氧化剂

常用的有硝酸铵 (NH_4NO_3) 和硝酸钠 (NaNO_3) 等。

浆状炸药的加工对硝酸铵的质量要求, 与铵油炸药同。

硝酸钠也是浆状炸药常用的一种氧化剂, 但一般不单独使用, 而是和硝酸铵混合使用。其作用一是降低氧化物水溶液晶析点, 二是可适当提高炸药的密度。

2) 敏化剂

敏化剂的作用是提高浆状炸药的敏感度和威力, 目前常采用的有 T.N.T ($\text{GH}_3\text{N}_3\text{O}_6$) 和甲铵硝酸盐 ($\text{CH}_3\text{NH}_2 \cdot \text{HNO}_3$) 等。

3) 可燃剂

在浆状炸药中, 可燃剂一般均采用轻柴油, 可根据不同地区的气候特点选择不同的牌号。江南地区多采用 0 号或 -10 号。

4) 胶凝剂

浆状炸药使用的胶凝剂有两大类: 一是天然胶, 如田菁、白芨槐豆胶、玉竹等。以及国外采用的古尔胶; 二是合成胶, 如常用的聚丙烯酰胺等。

5) 交联剂

把水解后的胶凝剂进行交联, 形成两个体型结构的大分子, 从而提高浆状炸药的抗水和贮存性能。

常用的交联剂有: 硼砂、重铬酸钾、醋酸铬、焦锑酸钾以及铋的化合物。也有采用二种或二种以上的交联剂, 即混合交联剂, 如硼砂-重铬酸钾等。

6) 发泡剂

发泡剂的作用是使浆状炸药内部保留不连续的吸留气体, 在中继起爆药包引爆下, 产生绝热压缩, 形成热点, 提高浆状炸药的敏感度。

发泡剂有两类: 一是化学发泡, 即加入一种化学试剂, 使其发生化学变化, 放出气体, 使这些气体保留在炸药内部, 常用的有亚硝酸钠 (NaNO_2)。

二是机械发泡, 即在浆状炸药中, 人为加入一些机械物质, 使炸药内部保留一部分吸留气体, 这类物质有珍珠岩粉、塑料微球和玻璃微球等, 但使用珍珠岩粉的最多。

7) 其他添加剂

在浆状炸药中, 除了以上主要成份外, 为了提高炸药的可塑性, 还需加入表面活性剂, 常用的有十二烷基苯磺酸钠, 十二烷基磺酸钠和十二烷基硫酸钠等。

2. 配比

浆状炸药的组份比较复杂, 种类很多, 可根据使用条件选择, 但一般要综合考虑以下几个原则:

(1) 目前多采用混合氧化剂, 各种氧化剂占多少, 主要应考虑晶析点, 一般要求晶析点越低越好。晶析点与炸药中的水含量有关, 一般水含量控制在 10~16% 较合适。

(2) 选择浆状炸药配比时, 尽可能是零氧平衡或接近零氧平衡, 使炸药爆轰反应完全。

(3) 在保证炸药性能的前提下, 其他非爆炸成份的加入量越少越好, 特别是爆炸反

应时吸热的成份如 H_2O 等,以提高炸药的爆热及威力。

(4) 当采用机械发泡时,机械物质加入量应控制在0.5~2%,因为这些机械杂质在爆炸反应时是吸热的,不参加反应。

(5) 为降低炸药成本,敏化剂与发泡剂应配合使用。

3. 加工工艺

浆状炸药加工工艺,主要有三种:热加工、冷加工和半热半冷加工。

1) 热加工工艺

从硝酸铵和硝酸钠的熔化到凝胶剂、敏化剂、发泡剂以及交联剂的加入,均在高于室温下进行,故称为热加工。其优点是:炸药质量比较稳定,适应性较强,南北方均可采用。缺点是散发出的有毒气体和排出污水较多,生产环境较差。

某铜矿用热加工法生产浆状炸药的工艺流程如图1-15-5。

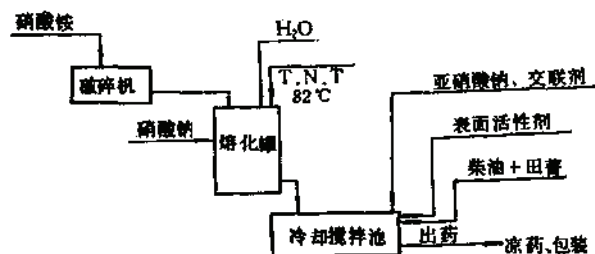


图 1-15-5 某铜矿浆状炸药工艺流程

2) 冷加工工艺

该工艺的主要特点是: (1) 整个生产过程不需任何热源; (2) T.N.T和硝酸铵的粒度要求较严,一般硝酸铵过120目的要占60~70%,其余全部要过20目。T.N.T粒度在-10~+50目的要占80%以上, T.N.T采用专用的球磨机进行破碎; (3) 劳动条件较好; (4) 炸药贮存的稳定性较差,易结块变硬,空气湿度较大的地区,不宜采用这种工艺。

3) 半冷半热加工工艺

硝酸铵,硝酸钠等氧化剂的溶解,采用热加工工艺,后部交联成药采用冷加工工艺。但在矿山炸药厂设计中,采用这种工艺很少,多数用于浆状炸药装药车上加工,制备可泵送的浆状炸药。这种工艺的特点: (1) 硝酸铵的1/3或1/2作为冷料加工,制备炸药的半成品,在常温下它能保持良好的流散性。 (2) 胶凝剂和胶联剂在常温下加入,不但便于输送,而且可边输送边交联成药,可实现装药机械化。 (3) 敏化剂多采用甲胺硝酸盐水溶液,胶凝剂多采用聚丙烯酰胺水溶液或混合交联剂。

15.3.2.6 乳化炸药

1. 原料

制备乳化炸药的主要原料有氧化剂、碳质燃料、吸留气体成分和乳化剂,前三项与浆状炸药的要求相同,常用的乳化剂为斯盘-80。

2. 加工工艺

乳化炸药的加工工艺大体可分为：间歇式和连续式两种。连续式生产效率高，每小时的生产能力可达0.5~8t，当生产规模大于2000t/a时，采用连续工艺较合适。

连续式加工工艺典型的流程如图1-15-6所示。

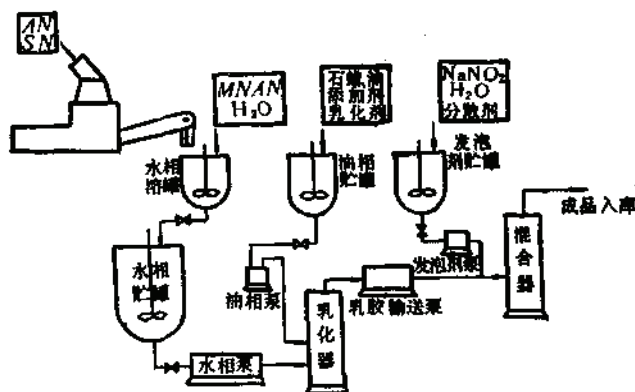


图 1-15-6 乳化炸药连续加工工艺流程

水相的制备：水相是由硝酸铵、硝酸钠、甲胺硝酸盐和水组成。制备顺序是先加入定量水和甲胺硝酸盐加热搅拌，然后加入硝酸铵和硝酸钠，当水相温度升到80~85℃时停止加热，并排放到水相贮罐中待用。

油相的制备：将油和石蜡投入油相熔化罐中并加热，当温度升至80~85℃时，加入乳化剂后待用。

发泡剂的制备：将固体亚硝酸钠、分散剂和水按比例投入熔化罐中，边加热边搅拌，待温度上升到65~76℃亚硝酸钠溶解后停止加热。

15.3.2.7 水胶炸药

1. 原料

水胶炸药的成分基本与浆状炸药相同，但对某些原料有特殊要求，

- (1) 硝酸铵：通过轮碾机热碾后，粒度小于30网目；
- (2) 氯酸钾：经碾碎，粒度通过40网目；
- (3) 甲胺硝酸盐：pH=5~6.5，含量86~90%以上；
- (4) 柴油：冬季用0号，夏季用+10号；
- (5) 聚丙烯酰胺：一级品分子量在300万以上，二级品200万以上。

2. 配比

水胶炸药的成分配比，尚未定型，各种型号差异较大。

3. 工艺流程

以MSJ-K型水胶炸药为例，介绍如下：

胶凝剂 + 甲胺硝酸盐 + 水 $\xrightarrow[5\text{分钟}]{\text{搅拌}}$ 加水混合的表面活性剂 (1/2) $\xrightarrow[20\text{分钟}]{\text{搅拌}}$ 硝酸铵 + 加水
 混合的表面活性剂 (1/2) $\xrightarrow[20\text{分钟}]{\text{搅拌}}$ 柴油 $\xrightarrow[20\text{分钟}]{\text{搅拌}}$ 氯酸钾 $\xrightarrow[5\text{分钟}]{\text{搅拌}}$ 胶联剂 $\xrightarrow[3\text{分钟}]{\text{搅拌}}$ 出药 $\rightarrow$

装药机

4. 加工工艺

水胶炸药的稳定性与加工工艺有很大关系。如201型水胶炸药,当采用热加工时,在搅拌过程中要加强冷却,使硝酸铵(硝酸钾胺)水溶液冷却,否则会影响乳化效果,导致炸药性能降低。

在加工过程中,当分别加入表面活性剂、柴油和氯酸钾时,必须充分搅拌,使之发泡,提高乳化效果。

为了充分发挥聚丙烯酰胺的凝聚作用,使炸药各组分稳定均匀分布,必须预先将硝酸铵、粉状聚丙烯酰胺、水、甲胺硝酸盐按比例进行混合,不断搅拌,使硝酸铵、聚丙烯酰胺完全溶解后再静放2天,方可使用。

15.3.2.8 多孔粒状燃油炸药、浆状炸药、乳化炸药混装车
各类混装车参见附录1。

15.3.3 木粉加工

木粉加工的工艺流程,视木粉的来源而定。有条件购买到细木粉的地区,应尽量外购,以简化加工工序。细木粉经烘干,即可包装入库备用。当购进的木粉为粗木粉时,则木粉加工的工艺流程为粗筛→干燥→粉碎→细碎→包装。

15.3.3.1 木粉粗筛

购进的粗木粉必须经过振动筛筛分,除去大块的木屑、树皮、铁质杂物等。当加工量少时,也可用人力筛来完成。

15.3.3.2 木粉烘干

木粉烘干方法有自然干燥法、烘干盘干燥法、轮碾机烘干法、热风管道干燥法、远红外干燥法和微波干燥法等,应根据当地的技术条件、气候条件和生产规模来选择。

15.3.3.3 木粉粉碎

干燥后的木粉必须经过粉碎,使之粒度符合技术要求。当采用热管道干燥木粉时,木粉粉碎可与干燥工序连续进行。

当木粉干燥采用其它方法时,则单独在粉碎机中进行粉碎。

15.3.3.4 包装、库存及防潮

木粉一般用塑料袋或布袋包装。每袋重25~30kg。

干燥的木粉容易回潮吸湿,其库房要求干燥,必要时设置防潮设施,如在库内安装暖气,以保持库内空气干燥。

库房的地坪可采用沥青砂浆抹面或铺设木质地板。

15.3.4 设备选择

15.3.4.1 通用设备

目前矿山炸药加工厂的设备尚未定型化、标准化和系列化。一般都用非标设备,但通用性较强。通用设备的技术性能参见附录1。

1. 破碎设备

1) 硝酸铵破碎设备

硝酸铵的粗破碎,一般采用锤式破碎机、辊式破碎机、齿辊式破碎机及颚式破碎机。

加工乳化炸药、浆状炸药时,硝酸铵要求粒度小,可采用锤式破碎机与二级凸轮粉碎机二段破碎。北方干燥地区可选用辊式破碎机和齿辊式破碎机。

2) 木粉破碎设备

目前多使用上海建筑机器厂生产的粮仓磨粉机,其型号分A型和B型。A型和B型的区别是:A型为空气分离型,采用鼓风机的气流来控制粒度的大小,其产品粒度较小;B型为流水型,采用不同孔径的筛板来控制粒度。B型产量高,体积小。

2. 轮碾机

轮碾机目前主要有两个型号,即 $\phi 2100$ 和 $\phi 1600$ 。 $\phi 2100$ 型轮碾机碾砵重、碾盘大、对于加工矿用自制炸药较合适。多数矿山采用这种型号。只有产量小,即年加工量为500t以下,且对炸药的敏感度要求不高时,可考虑采用 $\phi 1200$ 型的轮碾机。

轮碾机的生产能力随用户的加工条件和使用条件而异,主要取决于每碾的碾混时间。炸药品种不同,要求碾混时间也不同。轮碾机的生产能力,根据所加工的炸药品种的工艺流程和每碾加工的炸药量来估算。 $\phi 2100$ 轮碾机,每碾可混合炸药180~200kg。

3. 筛药机及凉药机

筛、凉药机用于粉状炸药的生产,如铵油炸药、铵松脂炸药和铵沥脂炸药的筛分和凉药。当加工量比较小时,可用自然凉药。

4. 装药机

装药机主要分为粉状炸药装药机和抗水炸药灌药机两大类,前者用来装粉状炸药小药卷,粉状炸药的大包和中包包装,一般用手工包装。

5. 小药筒卷筒机

当小药筒的制作工作量比较大时,可以选用小药筒卷筒机。

6. 螺旋输送机

螺旋输送机主要用来输送原料,如硝酸铵、木粉等。当输送距离比较长(超过70米)或使用条件的要求不宜采用螺旋输送机时,也可以选用胶带输送机。

螺旋输送机的选择必须根据用户的使用条件、输送量、输送距离等因素进行选型计算。

7. 切纸机

制作小药卷包装纸筒的纸,一般宜采用切纸机。当切纸量较小时,也可用人工切纸。

8. 化腊槽与卷筒台

化腊槽主要用于熔化石腊。小药卷装药后的封口浸腊,一般在化腊槽中进行。化腊槽还可以用于对已熔化的沥青保温。

卷筒台是人工制作纸筒的操作台。每一操作台可供四个工人同时操作。工效为每个工班3000~3500个。

9. 木屑筛分机

湿木粉在烘干之前,一般宜过筛一次,把大块的木屑、铁块等筛出。木粉加工量少时,可用人工筛分。

10. 木粉烘干盘

当每天木粉的烘干量不超过150kg时,选用木粉烘干盘烘干木粉。

烘干盘的规格为2400×1400mm。每台班热消耗62802~83736kJ。设备重量502kg,设

备参考价1325元/台。烘干能力50~60kg/台班。

15.3.4.2 专用设备

1. 浆状炸药生产的主要设备

浆状炸药加工专用设备主要有反应罐和搅拌冷却机。

其它辅助设备有水计量桶、柴油计量桶、硼-铵溶液蒸汽锅、冷却槽、塑料热合机,其余均为非标准设备。硼-铵溶液蒸汽锅可用50 L反应罐代替。

冷却槽用铝板制成,其规格一般为3000×2000×300mm或据用户要求自定。一条生产线配一个冷却槽。冷却槽由现场自制。

2. 乳化炸药生产主要设备

乳化炸药加工专用设备,主要有两种,一是乳化罐,二是混拌罐。其他设备和氧化剂溶解罐和油相熔化罐都可选用K式搪瓷反应罐,或研究单位的专用设备。RJ系列乳化炸药加工设备见表1-15-16。

1) 乳化罐

乳化罐的容积,可根据设计规模确定。

2) 混拌罐

RJ系列各工房加工设备配套表

表 1-15-16

序号	设备名称、规格及性能	数量	设备重量 (kg)	价 格 (元)	图 号	备 注
1	2	3	4	5	6	7
一	熔化、乳化工房					
1	水相熔化罐(带搅拌器及BID ₁ -1.5-35摆线针轮减速器)	1套	761		RJ81-0100	带电机型号JO ₂ -5 N=1.5kW
2	水计量器, 容积45kg	1个	50		RJ81-0700	
3	硝酸铵计量称LK-50-1 50kg	1台	410			沈阳市衡器厂
4	自动测温装置, 包括 1) WZB-BA, 450×500铂热电阻温度计 2) XQJ-101, 0~120℃ 温度显示仪 3) 声光讯号	1套	30			随设备带来
5	油相熔化罐	1台	50		RJ81-0400	
6	乳化器, 包括 1) JZT-52-4型电磁调速电机, N=10kW 2) 搅拌器 3) JZT型控制器 4) 倒灌电动机JO ₂ -12-4, N=0.8kW	1套	700		RJ81-0200	
7	柴油计量桶 柴油计量桶架	1个 1个	23 1.5		77075 77074	长沙矿山设计研究院图纸
8	专用管道, 包括不锈钢管道保温管	1套			RJ81-0601 RJ81-0602	水管 油管
二	搅拌工房					

续表

序号	设备名称、规格及性能	数量	设备重量 (kg)	价 格 (元)	图 号	备 注
1	2	3	4	5	6	7
1	搅拌机包括 1) 脱离式搅拌机及7.6kW电动机 2) 升降装置电动机N=1.1kW 3) 罐体200L, 一个 4) 平板车1辆	1套	932		RJ81-0300	
2	自动测湿装置	1套	同熔化、乳化工房中序号4			
3	备用平板车	2辆	60		RJ8-0304	
4	备用罐体	1个	155		RJ81-0305	
5	发泡剂及添加剂溶化罐, 容积100L, 包括 1) 电动搅拌机 2) 酒精温度计, 0~100℃ 2支	1套	500		RJ81-0500	
6	计量器, 容积5kg	个			RJ81-07	
三	包装工房					
1	RDB-1大药卷罐药机带电动机, N=0.6kW单台生产能力900kg/h(每袋5kg, 20秒钟装一袋)	台	1200		RDB-00	
2	RXB-1小药卷包装机带电动机, N=2.2kW单台生产能力600kg/h	台	1000		RXB-00	

注: 表中设备图号除注明外, 均为长沙矿山研究院图纸。

搅拌罐的作用是将乳胶体、能量与密度调节剂及其他添加剂混拌, 并将炸药冷却。

3) 其他辅助设备

每条RJ系列配备以下辅助设备:

- (1) 水计量器, 每台水相溶化罐配置一个;
- (2) 油相溶化罐, 每1~2台乳化罐配一个;
- (3) 柴油计量器, 每1~2台乳化罐配一个;
- (4) 发泡剂及添加剂溶化罐, 每1~2台混拌罐配一套;
- (5) 发泡剂及添加剂计量器, 一套发泡剂及添加剂溶化罐配一个。

设备生产能力: 一条生产线的生产能力为1000~1500t/a。

15.3.5 工房及其配置

15.3.5.1 工房组成

1. 铵油炸药、铵松腊炸药、铵沥腊炸药

- (1) 硝酸铵破碎工房;
- (2) 轮碾机工房;
- (3) 筛、凉药工房;
- (4) 腊纸筒及塑料袋制作工房;

- (5) 炸药包装工房;
- (6) 木粉加工工房(量少时可与贮存库联建);
- (7) 沥青熔化棚。

2. 浆状炸药

- (1) 硝酸铵破碎工房;
- (2) 熔化、混合工房(包括凉药包装);
- (3) 塑料袋加工工房。

3. 多孔粒状铵油炸药

多孔粒状铵油炸药加工中所需的多孔粒状硝酸铵,一般为外购原料,矿山炸药厂不宜自建造粒车间,所以多孔粒状铵油炸药的加工,只需建混药工房。当有条件时,可在现场混制,无需建加工房。

4. 乳化炸药

- (1) 硝酸铵破碎工房;
- (2) 熔化乳化工房;
- (3) 混拌工房;
- (4) 炸药包装工房;
- (5) 塑料袋加工工房。

炸药厂产量不大时,硝酸铵破碎工房可与熔化乳化工房联建。但在条件许可时,以分开布置为好。

5. 辅助生产工房

- (1) 锅炉房;
- (2) 维修间;
- (3) 化验室。

15.3.5.2 工房配置

1. 工房配置原则

工房配置应考虑下述因素:

(1) 危险品生产工房应尽量采用先进的生产技术,以最大限度地减少工房中的操作人员及劳动强度;

(2) 生产工房的布置应便于人员疏散,不应把工房布置成封闭式或不利于人员疏散的形式。工房一般以单层建筑为宜,并呈矩形或正方形;

(3) 有固定操作人员的非危险性工房不应与危险性工房联建;

(4) 对于铵油炸药、铵松脂炸药、铵沥脂炸药,不应将混药工房与筛药、凉药、装药、包装工房联建在一起;

(5) 铵油炸药、铵松脂炸药和铵沥脂炸药制造中工艺联系密切且操作人数很少的机制腊纸筒制作工房,可与采用装药机的炸药包装工房联建,联建时两工序之间宜设置隔墙;

(6) 危险建筑物之间若必须设置运输危险品的通廊时,宜采用敞开式或半敞开式的运输通廊。两工房之间用管道或运输装置输送危险品时,应有防止传爆的可靠措施;

(7) 危险品生产工房的疏散口应畅通无阻,生产设备、管道和运输装置的设置,应

使任何地点的作业人员不跨越任何障碍物就能安全疏散, 也不应使操作人员在坑内操作;

(8) A、B级工房底层, 应根据需要设置安全窗, 以便于人员疏散;

(9) 对危险品进行加热的设备, 应设固定的测温装置。加热设备和管道外表宜有隔热措施;

(10) 各工房的建筑面积, 除了考虑各岗位的操作人员有充分的活动空间外, 还应考虑小型运输设备(如手推小车等)在工房内能够运转自如; 工房内还应给成品或半成品的暂存留相应的面积和空间。成品或半成品的暂存处应安排在建筑物的端部。

2. 工房配置

(1) 硝酸铵破碎工房

硝酸铵破碎工房中硝酸铵的临时堆放量不应超过一个班的用量。破碎工房的加料水平应与硝酸铵库所在的标高统一考虑。本工房危险等级为D级。硝酸铵破碎工房设备配置设计实例见图1-15-7、图1-15-8。

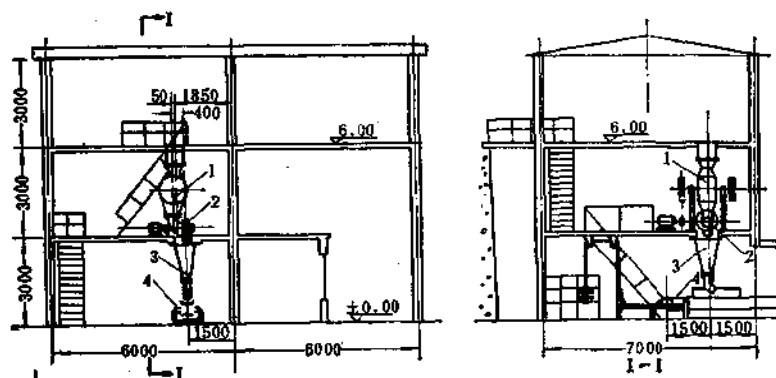


图 1-15-7 硝酸铵两道破碎设备配置

1—锤式破碎机; 2—二级凸轮破碎机; 3—贮料漏斗; 4—胶带输送机。

2) 轮碾机工房

轮碾机工房属A₃级危险工房。一个工房中的轮碾机不能超过两台。轮碾机的电动机及减速器宜安装在单独的电机间。

工房台阶式布置形式如图1-15-9。

3) 筛药、凉药工房

筛药、凉药工序一般单独设置工房。当生产量不大或总图布置有困难时, 也可与包装工序合建一个工房。本工房危险等级为A₃级。

工房设备配置设计实例见图1-15-10。

4) 炸药包装工房

腊纸纸筒制作与炸药包装两工序可合并在同一工房, 但工序之间宜设置隔墙。本工房危险等级为A₃级。

工房配置如图1-15-11。

5) 腊纸筒及塑料袋制作工房

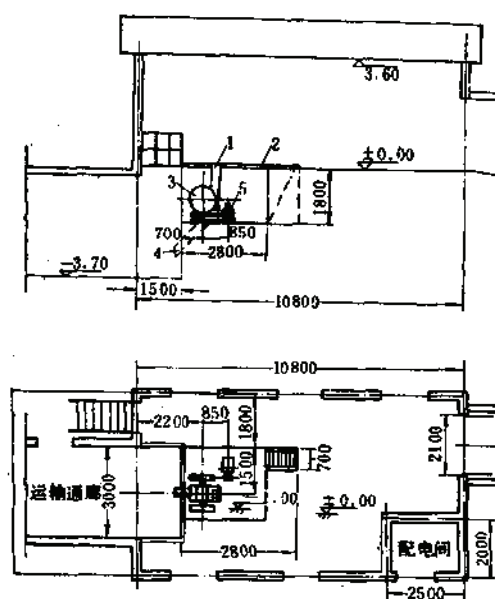


图 1-15-8 硝酸铵一道破碎设备配置

1—加料漏斗；2—盖板；3—辊式破碎机；4—出料槽；5—电动机

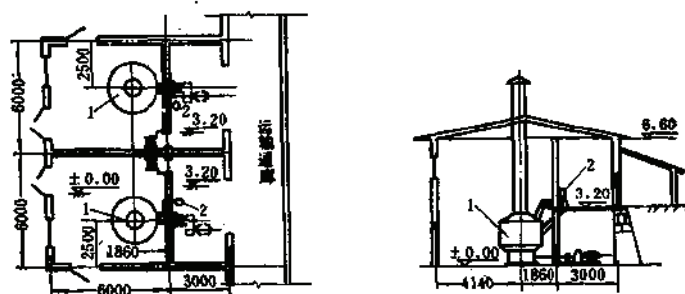


图 1-15-9 某炸药加工厂轮碾机工房设备配置

1—轮碾机；2—柴油计量桶

腊纸筒制作可分为手工制作和机械制作。当产量不大（只一台 $\phi 2100$ 轮碾机生产）时，可考虑用手工制作。手工制作腊纸筒在卷筒台上进行。一台卷筒台可供四人同时作业，各用户可依工作量大小来决定卷筒台的数量。卷筒台与塑料热合机布置在同一工房内。

本工房危险等级为D级。工房设备配置设计实例如图1-15-12。

6) 沥青熔化棚

熔化沥青一般用明火。即在熔化棚里设置沥青熔化锅，沥青熔化后运回炸药包装室，置于沥青保温槽中保温待用。

7) 木粉烘干工房

木粉烘干间一般可与干、湿木粉库联建。单建时，烘干盘设备配置见图1-15-13。

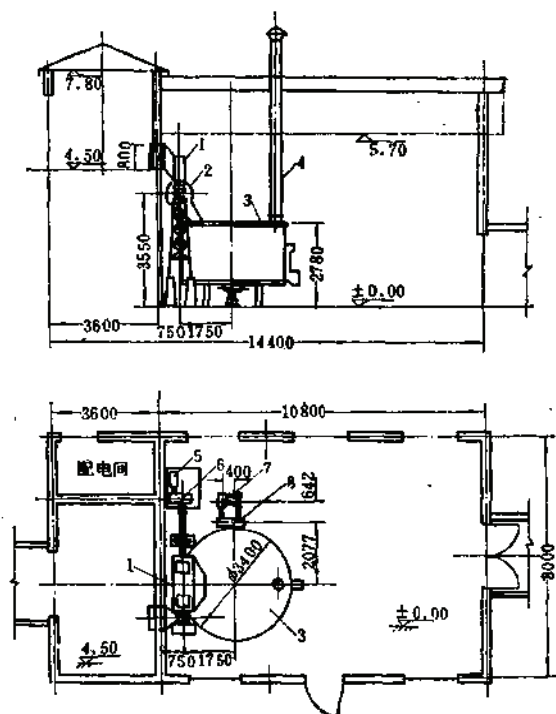


图 1-15-10 某铁矿炸药加工厂筛凉药房设备配置

1—下料漏斗, 2—筛药机, 3—凉药机, 4—排气筒, 5—电动机, 6—减速机, 7—电动机, 8—减速机

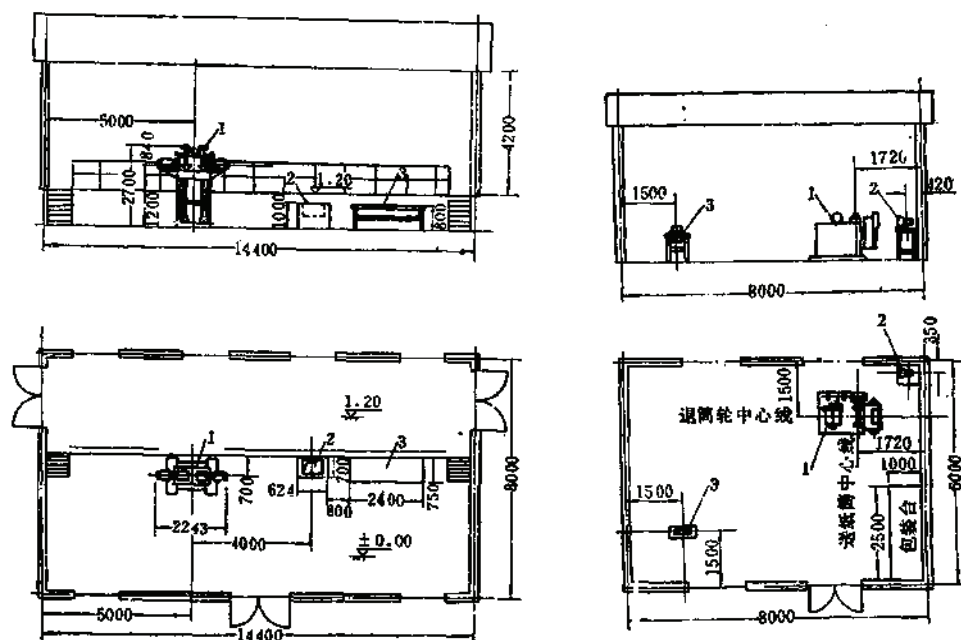


图 1-15-11 小药卷装药房设备配置

1—立式双管装药机, 2—化蜡槽, 3—木质工作台

图 1-15-12 ×××炸药加工厂纸筒及塑料袋制作工房设备配置

1—纸筒制作机, 2—扇风机, 3—塑料热合机

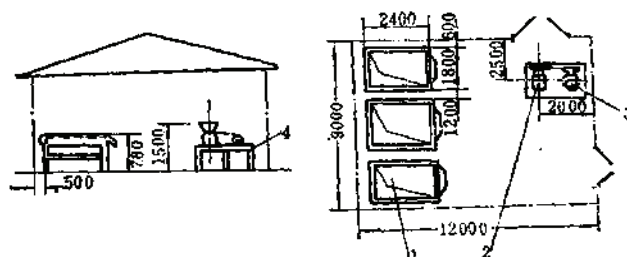


图 1-15-13 木粉烘干、粉碎工房设备配置

1—木粉烘干盘；2—粉碎机；3—电动机；4—粉碎机架

8) 浆状炸药熔化混合工房

浆状炸药的设备配置，大部分都采用高差自流式，如图1-15-14所示。但在地形条件受到限制时，也可采用图1-15-15的配置。

本工房的危险等级，当炸药含梯恩梯（或黑索金）时，为A₃级；否则为B级。

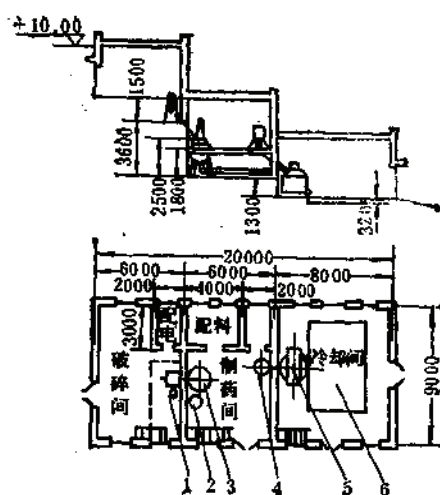


图 1-15-14 浆状炸药加工厂设备配置图之一

1—破碎机；2—水计量桶；3—反应罐；4—田菁粉、柴油混合桶；5—冷却搅拌池；6—冷却槽

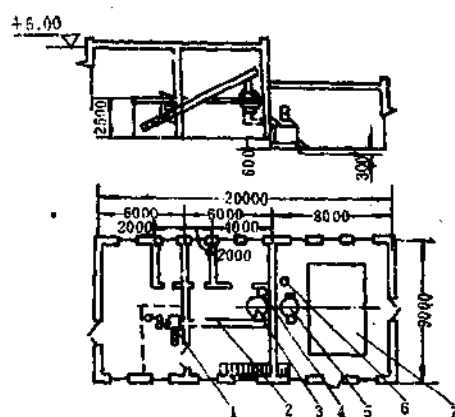


图 1-15-15 浆状炸药加工厂设备配置图之二

1—破碎机；2—螺旋输送机；3—反应罐；4—水计量桶；5—冷却搅拌机；6—田菁粉、柴油混合桶；7—冷却铝槽

9) 乳化炸药熔化乳化工房

乳化炸药工房的设备配置，按工序的流水顺序台阶式设置。每层的高度决定于设备的安装要求及人员的操作要求。

每个系列熔化罐、乳化罐的配套，可根据需要配置。

本工房的危险等级，当炸药的组分含单质炸药时，为A₃级；否则为B级。

图1-15-16为某炸药加工厂熔化乳化工房设备配置图设计实例。图1-15-17为某硫铁矿乳化炸药厂破碎及熔化乳化工房设计实例。

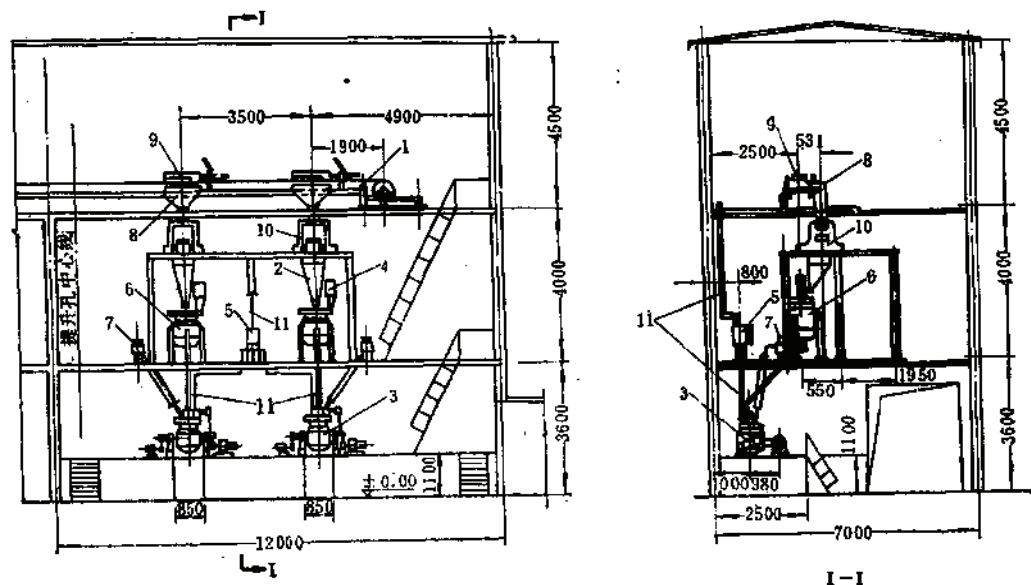


图 1-15-16 某炸药加工厂熔化乳化工房设备配置

1—胶带输送机；2—下料漏斗；3—乳化罐；4—水计量器；5—柴油计量桶；6—水相熔化罐；7—油相熔化罐；8—中间漏斗；9—犁式卸料器；10—硝酸定量称；11—柴油输送管。

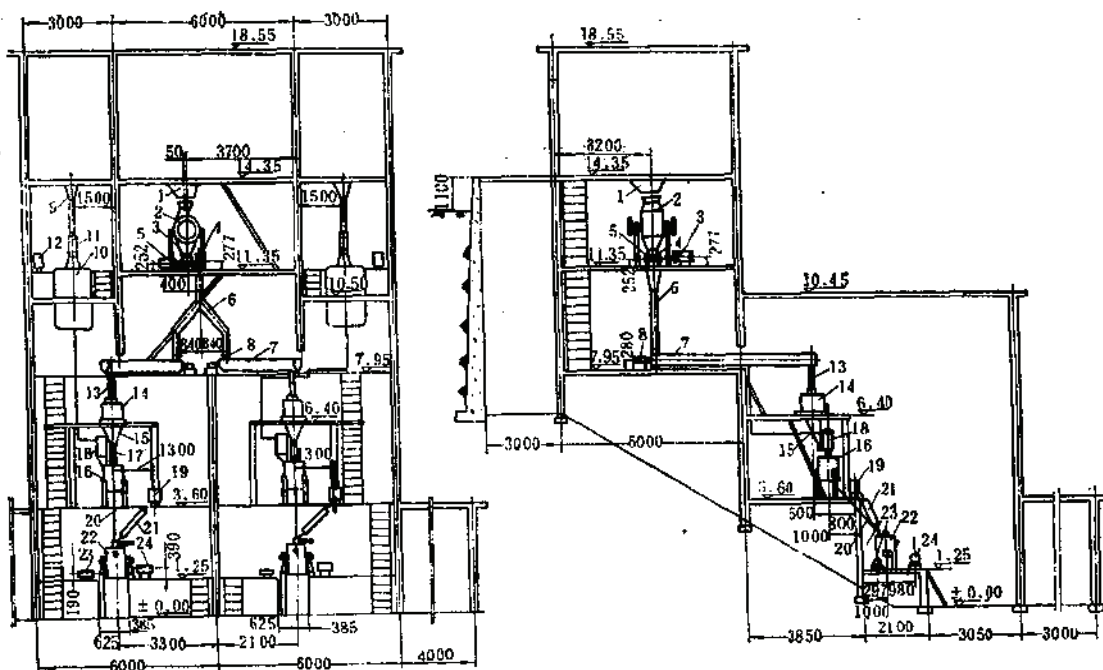


图 1-15-17 某硫铁矿乳炸药厂破碎及熔化乳化工房设备配置

1—投料漏斗；2—锤式破碎机；3—电动机；4—二级凸轮粉碎机；5—电动机；6—人字形漏斗；7—螺旋输送机；8—电动机（带减速机）；9—预熔罐进料漏斗；10—水相预熔罐；11—电动机（带减速机）；12—水计量罐；13—螺旋机下料漏斗；14—定量秤；15—定量秤下料漏斗；16—水相熔化罐；17—电动机（带减速机）；18—水相计量罐；19—油相熔化罐；20—水相输送管；21—油相输送管；22—乳化罐；23—电动机；24—电动机。

10) 乳化炸药搅拌工房

搅拌工房中的主要设备为混合罐和发泡剂熔化罐。两种设备可布置在同一水平,也可布置成阶梯自流式。

工房危险等级为 A_3 级。

工房设备配置设计实例如图1-15-18、图1-15-19。

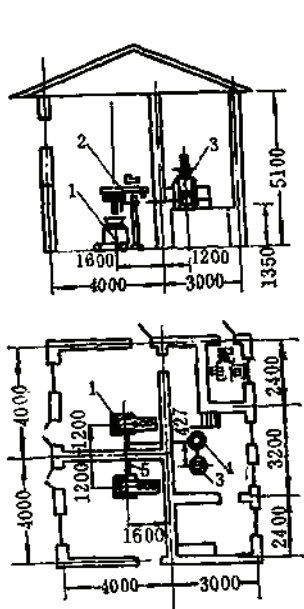


图 1-15-18 某炸药厂搅拌工房设备配置
1—混合罐; 2—混合罐搅拌器; 3—发泡剂熔化罐;
4—发泡剂计量器; 5—发泡剂输料管

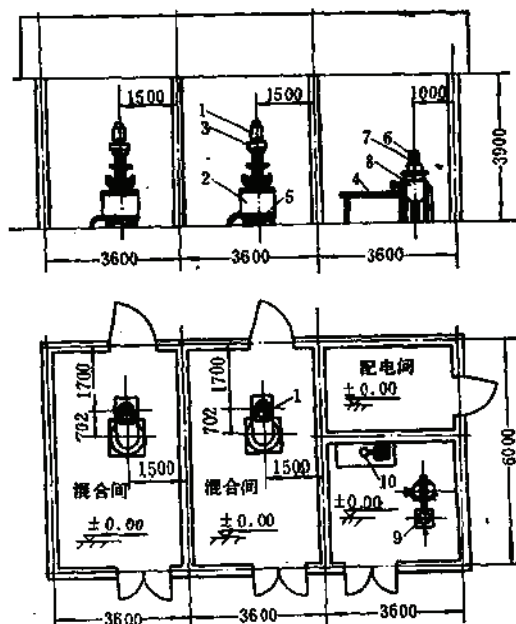


图 1-15-19 某硫铁矿炸药厂搅拌工房设备配置
1—电动机; 2—混合罐; 3—减速机; 4—木质工作台;
5—平台车; 6—电动机; 7—减速机; 8—发泡剂熔化罐;
9—发泡剂计量罐; 10—台称

(1) 乳化炸药包装工房

乳化炸药包装,分为小药卷包装和大药包包装。

包装是炸药生产的最后一道工序,工房的面积除考虑一般的因素外,应给成品的暂存留一定的存放面积。

包装工房的设备配置设计实例见图1-15-20、图1-15-21。

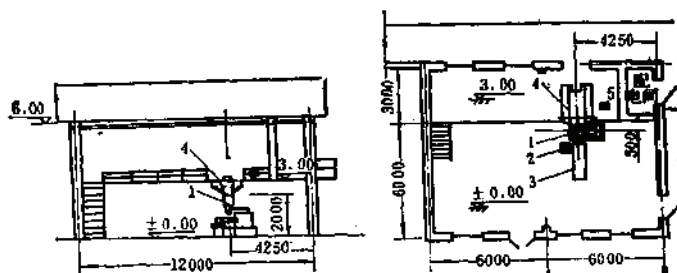


图 1-15-20 某炸药加工厂乳化炸药大包包装工房设备配置
1—大药包装机; 2—塑料热合机; 3—包装台; 4—凉药槽; 5—鼓风机

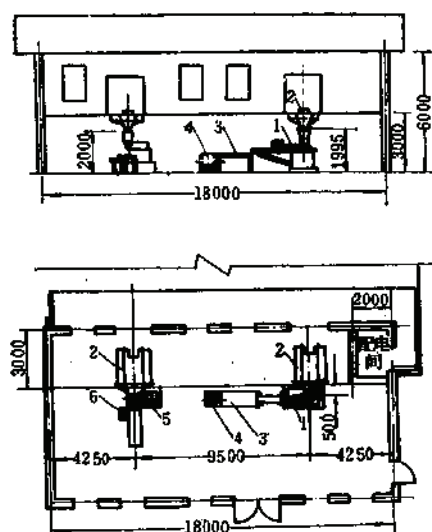


图 1-15-21 某炸药加工厂包装工房设备配置

1—小药卷装药机；2—凉药槽；3—包装台；4—化腊槽；5—大药包包装机；6—塑料热合机；7—包装台

15.4 定 员

炸药加工厂的操作工人在设计中除了个别工序（如卷腊纸筒及装药）外，其他生产人员主要按岗位配给。国内矿山炸药厂人员配给实例见表1-15-17。

几个矿山炸药人员表

表 1-15-17

序号	厂 名	炸 药 品 种	职 工 人 数 (人)			工作制度
			生 产	非生产	全 厂	
1	2	3	4	5	6	7
1	攀矿公司姚家湾炸药厂	铵油炸药 浆状炸药	153	37	190	306天/年 2班/天 8小时/班
2	德兴铜矿炸药厂	浆状炸药	63	31	94	305天/年 2班/天 6小时/班
3	大宝山铁矿炸药厂	铵松腊炸药 乳化炸药	44	6	50	2班/天 8小时/班
4	瑶岗仙钨矿炸药厂	铵松腊炸药	26	3	29	306天/年 3班/天 8小时/班
5	西华山钨矿炸药厂	铵油炸药	32	16	48	230天/年 2班/天 8小时/班

续表

序号	厂名	炸药品种	职工人数(人)			工作制度
			生产	非生产	全厂	
1	2	3	4	5	6	7
6	大石河炸药厂	冷加工浆状炸药	18	16	34	282天/年 2班/天 8小时/班
7	大吉山钨矿炸药厂	铵松腊炸药			69	256天/年 2班/天 8小时/班
8	铜录山炸药厂	铵油炸药 浆状炸药 水胶炸药 乳化炸药	68	14	82	300天/年 3班/天 8小时/班
9	大冶铁矿炸药厂	热加工浆状炸药				265天/年 2班/天 8小时/班

国内矿山炸药厂人员定员设计实例见表1-15-18。各种设备的操作人员的配给,可参见表1-15-19。

几个矿山炸药厂的设计定员

表 1-15-18

序号	厂名	炸药品种	职工定员(人)			工作制度
			直接生产人员	非生产人员	全厂人员	
1	攀矿公司姚家湾炸药厂	乳化炸药 铵油炸药	155	53	208	300天/年 2班/天 8小时/班
2	大宝山铁矿炸药厂	铵松腊炸药、浆状炸药	53	31	84	300天/年 2班/天 8小时/班
3	云浮硫铁矿炸药厂	乳化炸药 多孔粒状 铵油炸药	53	33	86	300天/年 2班/天 8小时/班
4	乌龙泉石灰石矿炸药厂	铵油炸药			86	同上

各种设备操作人员配备参考表

表 1-15-19

序号	设备名称及工种	每台设备操作人员 (人/班)	备注
1	2	3	4
1	φ2100轮碾机 φ1600轮碾机	2(其中加料工1人) 3(同上)	

续表

序号	设备名称及工种	每台设备操作人员 (人/班)	备 注
1	2	3	4
2	硝酸铵破碎机 其中:加料工 操作工 接料工	4~6 2~4 (包括拆包) 1 1	产量小取下限, 产量大取上限
3	筛、凉药机	2~3	
4	粉药装药机	双管,每管1人 送料加料工1人	
5	乳化炸药灌药机 a, 小药卷包装机 b, 大药卷包装机	3 (加料1人, 操作2人) 3 (加料1人, 操作2人)	台时能力为600kg 台时能力900kg
6	腊纸筒制作机	2	台时能力7200个
7	手工制作腊纸筒工	视工作量而定	3000个/人班
8	手工装小药卷工	视工作量而定	每工250kg
9	切纸机	1	
10	手工切纸工	视工作量而定	每工50m ³
11	反应罐	2 (包括加料)	浆状炸药加工
12	冷却搅拌池	1	同 上
13	凉药及装药	2~4	同 上
14	熔化罐	2 (包括加料)	乳化药加工
15	乳化罐	1	送料工另配
16	混合罐	1	同 上
17	发泡剂添加剂熔化罐	1	
18	多孔粒状铵油炸药混药工	一台 $\phi 800$ 混合器1人; 输送工3人 一台 $\phi 2100$ 轮碾器2人; 输送工2人	
19	多孔粒状铵油炸药包装工	3 (另配塑料袋制作工2人)	

注: 1. 以上表中人员定额系指工艺设计部分的人员配备;

2. 各工房之间的送料工另配;

3. 上表未考虑在册系数;

4. 警卫人员另配。

15.5 技术经济指标

15.5.1 炸药成本

炸药成本一般按下列各项目进行计算: 原料费、工资及辅助工资费、动力费、燃料及辅助原料费、车间经营费。

(1) 铜录山矿炸药厂成本计算如表1-15-20。

(2) 大青山矿炸药厂成本计算如表1-15-21。

(3) 年产2100t多孔粒状铵油炸药成本计算(设计实例如表) 1-15-22

几个矿山炸药厂的原料购入价格参见表1-15-23。

各种炸药每吨成本计算(元)

表 1-15-20

序号	项 目	铵油炸药	浆状炸药	乳化炸药
1	原料费	419.28	698.58	727.58
2	工资及辅助工资	108.0	108.0	108.0
3	动力费	26.28	17.0	48.58
4	燃料及辅助原料	62.89	61.18	165.37
5	车间经费	186.35	186.35	196.50
	出厂成本	782.76	1071.09	1243.99

2[#]铵松脂炸药每吨成本计算(元)

表 1-15-21

序号	项 目	金 额	序号	项 目	金 额
1	原料费	398.85	4	燃料及辅助原料费	244.89
2	工资及辅助工资	192.58	5	车间经费	95.32
3	劳动费	18.28		出厂成本	950.0

多孔粒状铵油炸药成本表

表 1-15-22

序号	项 目	单 价	单位消耗	单位成本	总 消 耗	总 成 本
一	原 材 料					
1	柴 油 (t)	420	0.08	25.2	126	52920
2	多孔粒状硝酸铵 (t)	400	0.94	376	1974	789600
	小 计			401.2		842520
二	每工年工资及辅助工资 (元)	1000		3.3	7	7000
三	混 药 费 (元)			4.0		8400
四	包 装 费 (元)			50		105000
	合 计 (元)			458.50		962920

注：表中混药费，包括车间经费和水、电、汽消耗费用。

15.5.2 基 建 投 资

目前已建成或筹建的炸药加工厂，多数属于旧厂改造或扩建，与完全新建厂的投资额不同。表1-15-24所列为设计投资额。

几个矿山炸药厂的每吨原料价格(元)

表 1-15-23

原料名称	大宝山炸药厂	德兴铜矿 炸药厂	姚家湾 炸药厂	瑶岗仙 炸药厂	歪头山铁矿炸药厂
硝酸铵	321.00	320.00	270.00	284.00	235.00
硝酸钠	700.00	700.00	594.00		336.00 (多孔粒状硝酸)
亚硝酸钠	880.00				
乳化剂	7700.00				
石蜡	1800.00			1340.00	
木粉	158.00				300.00
松香	1044.00			750.00	
烟煤	42.00			49.00	
凡士林	1481.00				
梯恩梯		1700.00	1700.00		
田菁粉		5000.00	4800.00		
柴油		800.00	505.00	500.00	350.00
碳酸钠		800.00			
铝粉		7150~7500			
沥青				280.00	
每令80克牛皮纸				48.00	
每令40克卷纸				29.30	

几个炸药厂的设计投资

表 1-15-24

投资项目	姚家湾炸药厂	云浮硫铁矿 炸药厂	乌龙泉石灰矿 炸药厂	大宝山铁矿 炸药厂
总投资(元)	7,725,863	3,717,081	2,490,000	2,854,453
其中:建筑费	4,974,602	2,473,369	1,800,700	2,255,476
安装费	49,816	23,157		28,099
设备费	743,436	498,293	160,300	174,254
其它	1,396,944	722,262	529,000	260,498
不可预见费	561,065			135,926

注:大宝山炸药厂两种炸药的生产时间是错开的,一种炸药生产时,另一种即停产。

15.6 爆炸材料库

15.6.1 库房的类别及组成

15.6.1.1 爆炸材料库的分类

1. 按库房所在位置分

1) 地面爆炸材料库:

爆炸材料总库和原料库多采用这种型式。

2) 埋入式爆炸材料库:

平硐式爆炸材料库属这种型式。

当受到场地的限制,不得不把炸药加工厂和爆炸材料库布置在同一区域时,为安全起

见,可利用陡坡或岩壁等地形条件,把爆炸材料库建于山坡下,成为埋入式爆炸材料库。

3) 地下爆炸材料库:

地下开采的矿山,往往在地下建地下爆炸材料分库。

2. 按库房使用性质分

1) 爆炸材料总库:

担负贮存全企业的爆炸材料。

2) 爆炸材料分库:

包括地面分库和地下分库。一个企业有总库是否还建分库,视炸药消耗量大小、总库距爆炸地点的距离等条件而定。如果总库的场地及对外安全距离受到限制时,可以考虑建分库。

15.6.1.2 库房组成

矿山自产炸药时,除了炸药材料库外,尚须设原料库;若全部爆炸材料均为外购,则只建爆炸材料库。

1. 原料库房

原料库房可设在爆炸材料库区,也可设在爆炸材料生产区。

原料库的设置,要视所生产的炸药品种而定。对于矿山常用的硝酸铵类炸药,需设置下列原料库:

(1) 硝酸铵库;

(2) 硝酸钠库,量少时可与硝酸铵同库分别存放;

(3) 亚硝酸钠库,为毒品库,且与硝酸铵接触易产生剧烈氧化而自燃,故要求单间或单库贮存;

(4) 综合原料库,乳化炸药、浆状炸药生产中,用量较少的原料可采用同库分间或分堆贮存,称综合原料库;

(5) 柴油库,当用量较大,且距矿山的总油库较远时,可设单独的柴油库。否则只设桶装贮油棚;

(6) 梯恩梯库,为单质炸药库一般设在爆炸材料贮存区;

(7) 生产铵油炸药、铵松脂炸药和铵沥腊炸药时设置木粉库,一般与木粉加工工房联建。

2. 爆炸材料库房

1) 爆炸材料总库

包括炸药库、雷管库、导火索和导爆索库和防护土围,以及警卫值班室、岗亭、消防措施、围墙(刺网)等附属建筑物;

2) 地面爆炸材料分库

包括总库的建筑项目和起爆材料加工室;

3) 地下爆炸材料分库

包括炸药贮存室、雷管贮存室、导火索和导爆索贮存室,以及雷管检查室、雷管加工室、放炮工具室、炸药发放室、电气设备室和消防工具室。后面六个辅助间室一般可利用通向库房巷道的尽头设置。地下分库必须设置防火门、栏栅门、铁门等辅助设施。地下炸药库常用的有两种:间室式(见图1-15-22)和齿槽式(见图1-15-23)。

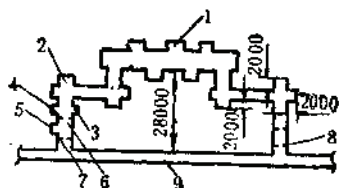


图 1-15-22 铜室式炸药库

1—库房；2—雷管检查室；3—放炮工具室；4—炸药发放室；5—电气设备室；6—防火门；7—栏栅门；8—铁门；9—运输巷道

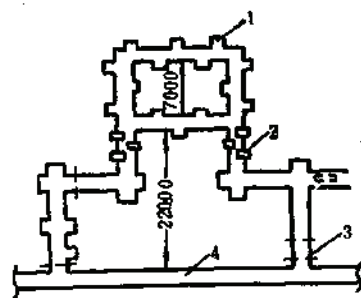


图 1-15-23 齿槽式炸药库

1—齿槽库；2—挡墙；3—铁门；4—运输巷道

15.6.2 库房容量及堆放规定

15.6.2.1 库房容量

1. 各种危险品同库存放的规定

当危险品的需存量少时，可合建库房，几种危险品同库贮存必须严格遵循表 1-15-25 之规定。

各种危险品同库存放的规定

表 1-15-25

危险品名称	黑索金	梯恩梯	硝铵类 炸药	胶质 炸药	水胶 炸药	浆状 炸药	乳化 炸药	苦味酸	黑火药	二硝基 重氮酚	导爆索	电雷 管	火雷 管	导火 索	非 导爆 系统
黑索金	+	+	+	-	+	+	-	+	-	-	+	-	-	+	-
梯恩梯	+	+	+	-	+	+	-	+	-	-	+	-	-	+	-
硝铵类炸药	+	+	+	-	+	+	-	-	-	-	+	-	-	+	-
胶质炸药	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	+	-	-	+	-
水胶炸药	+	+	+	-	+	+	-	-	-	-	+	-	-	+	-
浆状炸药	+	+	+	-	+	+	-	-	-	-	+	-	-	+	-
乳化炸药	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-
苦味酸	+	+	-	-	-	-	-	+	-	-	+	-	-	+	-
黑火药	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	+	-
二硝基重氮酚	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-
导爆索	+	+	+	-	+	+	-	+	-	-	+	-	-	+	-
电雷管	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	+	-	-
火雷管	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	+	-	+
导火索	+	+	+	-	+	+	-	+	+	-	+	-	-	+	-
非电导爆系统	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	+

注：1. “+”号表示危险品名称类内横行的某种危险品与竖列的某种危险品二者间可同库存放；“-”号则表示不可同库存放。

2. 当库内放两种以上危险品时，其中任何两种危险品均应能满足同库存放的要求。

3. 表内硝铵类炸药指硝铵炸药、铵油炸药、铵松脂炸药、铵沥脂炸药、多孔粒状铵油炸药、铵梯黑炸药。

2. 原料库房容量

单个的硝酸铵库最大允许贮存量400t。

各种原料总贮存量,视货源难易、运输条件和气候条件而定。一般矿山的贮存量按2~6个月的原料消耗量考虑。

3. 爆炸材料库房容量

1) 爆炸材料库单个库房最大允许贮存量参见表1-15-12。

2) 爆炸材料总贮存量

(1) 总库

外购炸药时,总库内炸药不超过半年用量,起爆材料不超过一年用量;炸药为自产时,炸药量主要根据炸药厂的生产能力、矿山每次大爆破或中爆破的炸药消耗量及其爆破的时间间隔,再结合炸药允许的贮存期确定。对于自产炸药,应尽量少存,以最大限度地减少库房的建筑面积。

起爆材料不超过一年的用量。

(2) 地面分库

分库内炸药总量不超过十昼夜的用量;起爆材料不超过一个季度的用量。

(3) 地下分库

分库内炸药总量不超过三昼夜的用量(单个的存药硐室药量不超过2t);起爆材料不超过半个月用量。

(4) 爆炸材料发放站

存药量不超过一昼夜的用量(药量不得超过400kg;起爆材料不超过七昼夜用量。

15.6.2.2 堆放规定

1. 炸药

(1) 堆垛应使危险品有良好的通风。必要时堆垛可使用适当的垫板;

(2) 应留有通道使每个堆垛便于检查、清点、装运以及窗户的开关。炸药堆垛以四箱(袋)为限,箱堆间距不小于0.3m,箱堆与墙壁间距不小于0.5m(地下炸药库为0.2m),人行通道宽度不小于1.3m。

(3) 堆放炸药、导火索时,总高不应超过1.8m,浆状炸药袋堆高不超过两层。

2. 起爆材料

(1) 雷管放在木架上或地面上均可。木架上每格只放一层。最上一格距地面高度不超过1.5m;若存放在地面时,高度不超过1m,间距与炸药的堆垛要求相同。地面应敷设软垫或木板。

(2) 导爆索和导火索的堆放方式与炸药箱堆放方式相同。

3. 原料

硝酸铵、硝酸钠等炸药原料的堆放,袋装原料堆间距离与袋装炸药相同,使库内通风条件良好。堆放高度不大于2m。桶装原料一般只堆放一层,木粉石蜡堆放方式不限。

15.6.3 爆炸材料库库房面积及实例

15.6.3.1 炸药库库房面积的确定

1. 炸药包装规格

各类炸药包装规格如表1-15-26所示。

2. 炸药库库房面积的确定

炸药包装规格

表 1-15-26

炸药名称	炸药箱外形尺寸 (长×宽×高)mm	重量 (kg)		制造厂
		毛重	净重	
1	2	3	4	5
岩石炸药	490×360×240(箱装)	27.5	24.0	咸宁地区化工厂
岩石炸药	650×340×200(箱装)	26.0	24.0	同上
2°岩石炸药	530×340×240(箱装)	26.0		赣州有色冶金化工厂
2°岩石炸药	555×390×185(箱装)		24.0	抚顺矿务局十一厂
2°岩石炸药	540×340×230(箱装)	26.0	24.0	辽宁东风化工厂
*2岩石铵梯炸药	570×400×275(箱装)	32.0	24.0	衢州化工厂一〇一分厂
2°岩石炸药	440×390×280(箱装)		24.0	雅安化工厂
2°岩石炸药	540×350×225(箱装)		24.0	陕西商洛地区化工厂
2°抗水岩石炸药	520×350×200(箱装)			北京矿务局化工厂
2°岩石炸药	600×400×200(箱装)		24.0	韶关300厂
2°岩石炸药	590×430×240(箱装)		24.5	柳州第二化工厂
铵油炸药	570×390×260(箱装)		24.0	攀矿公司炸药厂
铵油炸药	φ300×450(袋装)		25.0	同上
铵油炸药	(袋装)		25.0	咸宁地区化工厂
梯恩梯炸药	720×380×372(箱装)	55.0	45.0	抚顺474厂
乳化炸药	540×350×230(箱装)		24.0	雅安化工厂
乳化炸药	440×300×300(小箱卷装)		25.6	
乳化炸药	450×220×250(中箱包装)		15.0	
乳化炸药	450×380×250(中箱包装)		16.8	
乳化炸药			25.0	咸宁地区化工厂
浆状炸药	700×450×300(袋装)		20.0	攀矿公司炸药厂
铝-100型浆状炸药	500×200×180(箱装)			北京矿务局化工厂
胶质炸药	600×350×200(箱装)		20.0	江南化工厂
40%胶质炸药	610×370×257(箱装)		32.4	庆阳化工厂

库房面积根据炸药箱(袋)的包装尺寸和堆放规定来确定。

表1-15-27为设计和生产的库房面积实例,供参考。

15.6.3.2 起爆材料库库房面积的确定

1. 起爆材料包装规格

表1-15-28所列各不同生产厂的起爆材料包装规格。

2. 起爆材料库面积的确定

确定库房面积时,可参考表1-15-28中的包装尺寸,并遵照有关的堆放规定和存放量来确定。表1-15-29为设计实例,可供参考。

15.6.3.3 原料库库房面积的确定

炸药的原料品种较多,一般为非爆炸危险品。但在存放时应注意几个事项,

(1) 有毒的原料应单独存放,

(2) 对于在互相接触中可能加速氧化分解发热的原料,最好分库存放。同库存放时,中间应以隔墙分开。

硝酸铵是炸药加工的主要原料,且是弱性炸药,在存放中必须遵循《设计规范》中的有关规定,再根据硝酸铵的包装尺寸(长×宽×高为800×400×180mm)和存放量来确定

设计与生产的炸药库房面积实例

表 1-15-27

炸 药 名 称	数 量 (t)	面积(长×宽)(m)	每m ³ 贮存量 (t/m ³)	图 号
铵油炸药	10	9×6	0.19	25通±41(鞍)
	20	18×6	0.19	25通±43(鞍)
	30	18×9	0.21	通163±-19(长)
	45	28×9	0.19	通163±-20(长)
	60	36×9	0.19	通163±-21(长)
硝铵炸药	120	60×12	0.17	通167±-7(长)
铵松脂炸药	15	14.4×6	0.17	宝采162±(长)
浆状炸药	20	18×9	0.12	宝采164±(长)
乳化炸药	20	12×6	0.28	攀 矿
	30	16×6	0.31	
硝铵炸药	30	165m ²	0.18	铜录山铜矿炸药厂
铵松脂炸药	40	202m ²	0.20	栗木锡矿炸药厂
硝铵炸药厂	80	347.42m ²	0.23	西华山铜矿炸药厂

注: 1. 库房面积均不包括套间。

2. (长)、(鞍)分别为长沙和鞍山黑色冶金矿山设计研究院通用图。

起爆材料包装规格

表 1-15-28

起爆材料名称	包装箱的外形尺寸 (长×宽×高)(mm)	重量 (kg)		数量	制 造 厂
		毛重	净重		
1	2	3	4	5	6
8°电雷管(纸壳、即发)	690×370×260	20.0	16.0	1000发	抚顺红峰化工厂
8°电雷管(塑料壳、即发)	635×365×275			1000发	韶关309厂
8°电雷管(纸壳、即发)	510×410×280	25.0		1000发	陕西庆华电器制造厂
8°电雷管(纸壳、即发)	520×340×240	20.0		1000发	绵阳地区化工厂
8°电雷管(纸壳、即发)	590×270×200	18.0		1000发	抚顺矿务局十一厂
8°雷管(纸壳)	640×440×170	17.0		5000发	赣州有色冶金化工厂
8°雷管(纸壳)	526×420×178	20.0		5000发	国营九六五四厂
8°雷管(纸壳)	640×420×210	16.5		5000发	绵阳地区化工厂
8°火雷管	585×490×170	20.0		5000发	咸宁地区化工厂
8°火雷管(纸壳)	560×440×150	23.0		5000发	抚顺红峰化工厂
8°延发电雷管	560×330×190	14.0		1000发	赣州有色冶金化工厂
8°毫秒电雷管	520×340×240	22.0		1000发	绵阳地区化工厂
秒延电雷管	590×270×200	18.0		1000发	抚顺矿务局十一厂
工业棉纱导爆索	510×470×280	24.0		500米/箱	赣州有色冶金化工厂
工业塑料导爆索	510×470×280			500米/箱	同上
导爆索	480×410×210	20.0		500米/箱	咸宁地区化工厂
导爆管一半秒雷管	630×330×330	按用户要求包装			赣州有色冶金化工厂

续表

起爆材料名称	包装箱的外形尺寸 (长×宽×高)(mm)	重量 (kg)		数量	制 造 厂
		手重	净重		
非电毫秒雷管	600×300×300	18.0			抚顺矿务局十一厂
非电毫秒雷管	516×403×313	16.0			广西大华化工厂
非电毫秒雷管	516×403×313	16.0			同上
导爆管—毫秒雷管	630×330×330	按用户要求包装			赣州有色冶金化工厂
秒延雷管	480×410×210			1000	咸宁地区化工厂
塑料导爆管	510×470×280			500m	赣州有色冶金化工厂
导火索	660×350×350	35.0		1000m	同上
导火索	400×400×450	24.0		1000m	国营9654厂
导火索	800×400×270	25.0		1000m	雅安化工厂
导火索	390×390×500	24.0		1000m	绵阳地区化工厂
导火索	450×450×490	27.0	22.0	1000m	柳州二化
20kg爆破弹	430×506	38.0			东北机器制造厂研究所
10kg爆破弹	390×450	24.0			同上
5kg爆破弹	300×420	19.0			同上

起爆材料库房设计实例

表 1-15-29

起 爆 材 料	数 量	库房面积	单位面积存量 (万发/m ²)	图 号
电雷管	80箱/8万发	9×6	0.148	26通±41(鞍)
	160箱/16万发	18×6	0.148	26通±43(鞍)
导火索	400箱/40万米	9×6	0.74	26通±41(鞍)
导火索	800箱/80万米	18×6	0.74	26通±43(鞍)
导爆索	600箱/30万米	9×6	0.56	26通±41(鞍)
导爆索	1200箱/60万米	18×6	0.56	26通±43(鞍)

注: 1. 库房尺寸不包括套间;

2. (鞍) 为鞍山黑色冶金矿山设计研究院的通用图。

库房的面积。

表1-15-30为硝酸铵库房设计实例。

硝酸铵库房设计实例

表 1-15-30

库房容量(t)	面积(长×宽)(m)	单位面积存量(t/m ²)	图 号
60	12×7	0.71	通163±1—14(长)
80	16×8	0.63	通163±1—15(长)
100	24×9	0.46	26通±34(鞍)
150	36×9	0.46	26通±35(鞍)
200	30×12	0.56	26通±36(鞍)
240	28×12	0.71	通163±1—17(长)
300	42×12	0.60	宝采141±(长)
300	48×12	0.52	26通±37(鞍)
400	60×12	0.56	26通±38(鞍)

注: (长)、(鞍) 分别为长沙、鞍山黑色冶金矿山设计研究院通用图。

15.7 炸药的检验与销毁

15.7.1 炸药的检验

各种半成品的检验项目如表1-15-31。

半成品检验的主要项目

表 1-15-31

序 号	半成品名称	主要检验项目	分 析 次 数
1	硝酸铵	水分、纸含量、细度	每班一次
2	梯恩梯	细度	同上
3	食盐	水分、细度	同上
4	木粉	水分、细度	同上
5	炸药	水分、殉爆	每班一次
6	饰、凉药	水分、细度、药温	每班一次
7	小腊纸筒	规格尺寸、重量、腊重	每班一次
8	装好药卷	封口、药重、密度、聚能穴	每班至少一次

成品检验的项目如下：

(1) 中包浸水试验：每班至少从包装箱中取五包作浸水试验，把药浸入室温下的水中 5 cm，时间 10 min，取出擦干外面水珠，打开中包检查，最里面的中包层不漏水，合格率达 80% 以上。

(2) 药卷外径检验：用规定的上、下限样圈检查 10 个药卷，应符合下述规定：32 ± 1 mm，35 ± 1 mm；

(3) 药卷药量测定：取 10 个药卷，分别称取各药卷重量和倒净药后蜡纸筒的重量，其差值即为药量净重，并应符合下述规定：150 ± 3 g，200 ± 5 g；

(4) 药卷装药密度测定：测出药卷的直径和长度（从药卷一端凹处到另一端凹处）及药卷重量，按下式算出装药密度 ρ (g/cm³)：

$$\rho = \frac{g}{\frac{1}{4}\pi d^2 l}$$

式中 g ——药卷净重，g；

d ——药卷直径，cm；

l ——药卷长度，cm。

该项目测定四次，取平均值，精确到 0.01 g/cm³；

(5) 药卷用纸量和防潮剂用量测定：分别称取 10 个药卷总重，10 个腊纸筒的总重和 10 张卷筒纸的总重，即可计算出纸量（克/100 克药）和含蜡量（克/100 克药）；

(6) 殉爆试验；

(7) 猛度试验。

15.7.2 试验场与销毁场

15.7.2.1 炸药试验场的设计原则

炸药加工厂一般应设置专门的试验场。试验场的设置及设计应遵循以下原则:

- (1) 工厂的炸药试验场宜布置在工厂区以外的偏僻地带;
- (2) 当一次最大的殉爆药量不大于1 kg时, 试爆场地面积可根据当地具体情况而定。作业点及其附近地面, 不应有石块和含有块状物的土壤;
- (3) 试验场周围设置的试验准备间(休息间), 距实验场边缘不应小于35 m;
- (4) 试验场周围宜设置高度不小于2 m的阻拦网或防护土围;
- (5) 殉爆试验场边缘距周围其它建筑物的距离, 不宜小于200 m。

15.7.2.2 炸药销毁场的设计原则

- (1) 当炸药的销毁采用炸毁法或烧毁法时, 应当设置炸药销毁场;
- (2) 炸药销毁场应布置在厂区以外的山沟、丘陵、盆地或河滩等安全地带。其作业点及附近地面, 不应有石块和含有块状物的土;
- (3) 一次最大销毁量, 采用炸毁法时, 不应超过2 kg; 采用烧毁法时, 不应超过200 kg;
- (4) 当场地周围没有自然屏障时, 炸毁场周围宜设高度不低于3 m的防护土围;
- (5) 销毁场边缘距周围建筑物的距离不应小于200 m; 距公路、铁路等不应小于100 m;
- (6) 销毁场不应设置待销毁的危险品仓库。应设置人身掩体。掩体布置在销毁作业物的常年主导风向的上风侧。出入口背向作业场。距作业场地边缘不应小于50 m, 掩体之间距离不小于30 m;
- (7) 销毁场设置围墙, 其材料可根据当地情况选定。围墙距作业场地边缘不宜小于50 m。

15.8 炸药生产的安全技术与工业卫生

15.8.1 安全技术

炸药是一种具有易燃和易爆危险的混合物, 无论在制作加工和使用方面, 都必须遵守规范, 以保证生产和人身安全。

在进行厂址选择, 总图布置(即对内, 对外的安全距离), 工房结构确定, 供热供水和排污, 供电防雷以及采暖通风等方面要特别注意有关安全要求。

15.8.2 工业卫生

15.8.2.1 通风及空气调节

凡有粉尘、药尘、有害气体的工房应设通风排尘装置。主要生产工房的药尘、有害气体的浓度不得超过表1-16-32中的规定。

有爆炸危险的主要工房应分别设计通风排尘装置, 且不应与其他工房的通风系统联接, 排尘装置应设有水洗除尘的设施, 空气经洗涤净化后方可排空。

有关工业毒物的浓度标准

表 1-15-32

序 号	工业毒物名称	浓度标准 (mg/m ³)
1	氨	30
2	各种氮氧化物(以N ₂ O ₅ 计)	5
3	丙酮	400
4	苯	50
5	甲苯	10
6	硝化甘油	4.2
7	三硝基甲苯	1
8	氯化氢	15
9	二氧化硫	20
10	一氧化碳	30
11	水 银	0.01

根据工艺需要,在夏季生产时,特别是南方炎热地区,混药、筛药、装药、包装等工序要尽可能采用空气调节。

15.8.2.2 污水处理

炸药工房,特别是含梯恩梯的硝铵炸药、浆状炸药的生产,排出的污水要经过处理后方可排放,废水排放标准为每升水中含梯恩梯不超过0.5mg。

不含梯恩梯的硝铵类炸药,其排出的废水为低浓度的硝酸铵水溶液及少量的油类,不是大规模或特大规模的生产,可不作专门处理。

乳化炸药生产中排出的废水,只设置废水沉淀池,也不必专门处理。

15.8.2.3 个体防护

炸药的原料很多是有毒或具腐蚀性的物质,如梯恩梯、硝酸铵、硝酸钠、重铬酸钾……等。因此,在生产中必须注意做好工作人员的个体防护。

工厂要设立必要的福利设施,如淋浴室、更衣室、饮水站、饮食加热器、车间食堂、流水洗手池、洗衣机等,女工较多的工作场所附近应设置妇女卫生室。

第十六章 矿山环境保护

责任编写单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院

参加编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

编写人 孙同九 赵金龙 李振久 林志顺
李炯远 王绍俊 赵梦贤 赵铁生
甘作林 朱士良 谢振瑶

16.1 矿山环保设计依据及内容

16.1.1 矿山环保设计依据

(1) 《中华人民共和国环境保护法》(试行), 第五届全国人民代表大会第二号命令(1979年9月13日);

(2) 《建设项目环境保护管理办法》, (81) 国环字12号;

(3) 《国务院关于结合技术改造防治工业污染的几项规定》, 1983年;

(4) 环境保护标准(GB3095—82, GB3096—82, GB3097—82及GB3838—83等);

(5) 《污染物排放标准》(GBJ4—73等);

(6) 《冶金工业环境保护设计若干规定》

(7) 建设项目与环境保护有关的试验与分析测定资料(如地质报告中的矿岩化学成分; 水文地质报告中的地下水水质成分要素。);

(8) 环保影响报告书及其审批意见。

16.1.2 建设项目的环境影响报告书

环境影响报告书在设计任务书阶段或可行性研究阶段编制, 它是建设项目立项的依据之一。

环境影响报告书的内容一般包括:

(1) 总论: 环境影响评价的依据; 项目建议书的审批意见; 评价大纲及其审批意见; 所采用的标准; 协作单位及分工等。

(2) 建设项目概况: 建设规模, 矿石与岩石数量、组成成份, 工艺水平及流程, 公用设施, 近、远期发展规划以及有害物质排放数量方式等。

(3) 周围地区环境现状: 通过必要的测试, 收集现有的地质、地貌、气象、水文、土壤、动植物、交通、文化及社会经济和现有污染源现状资料等, 做出环境概况分析。对矿区周围地区大气、水、土壤、噪声的环境质量状况作出测量描述。

(4) 建设项目对周围环境影响分析: 主要包括对周围大气、水、土壤和噪声的影响分析。

(5) 评价结论: 分析建设项目对周围环境影响, 对建设项目的环境保护设施进行

评述并对环保设计提出要求。

矿山环境评价的具体项目见表 1-16-1。

矿山环境评价项目

表 1-16-1

项 目	可能产生的污染物	主要评价要素
采矿场及 运输线路	粉尘、废水、噪声、破坏植被、地表陷落	大气质量评价 水质质量评价 生态质量评价 环境噪声质量评价
剥离物 排弃场	粉尘、淋溶废水、泥石流、破坏植被	大气质量评价 水质质量评价 泥石流评价 生态质量评价
机修厂 汽修厂	废水、噪声	水质质量评价 环境噪声质量评价
炸药加工厂	废水	水质质量评价
矿山破碎	粉尘、噪声	大气质量评价 环境噪声质量评价
空压站	噪声	环境噪声质量评价
矿井通风机	粉尘、噪声	大气质量评价 环境噪声质量评价
锅炉房	粉尘	大气质量评价
生活区	废水、烟气	水质质量评价 大气质量评价

大气、水体、土壤质量评价参数

表 1-16-2

评价类型	评 价 参 数	备 注
大气质量 评 价	(1) 颗粒物 总悬浮物、飘尘; (2) 有害气体 二氧化硫、氮氧化物、一氧化碳、臭氧; (3) 有害元素 氟、汞、铅等; (4) 有机物 苯并(a)芘、碳氢化合物	一般多选用二氧化碳、飘尘、氮氧化物
水体质量 评 价	(1) 感官性状参数 味、嗅、颜色 pH 值、透明度、浑浊度、悬浮物、总固体等; (2) 氧平衡参数: 溶解氧(DO)、化学耗氧量(COD)、生化需氧量(BOD)、总有机碳(TOC)、总耗氧量(TOD); (3) 营养盐类参数: 硝酸盐、氨盐、磷酸盐等; (4) 毒物参数: 酚、氰化物、砷、汞、铬、铅、镉、有机氯等; (5) 流性病学参数: 大肠杆菌等	一般选用 10 项左右, 如 pH 值、总悬浮物、溶解氧(DO)、化学耗氧量(COD)、生化需氧量(BOD ₅)、酚、氰化物、砷、汞、铬、大肠杆菌等
土壤质量 评 价	(1) 重金属及其它无机毒物: 汞、镉、铅、砷、铜、铬、镍、砷、氟、氰化物等; (2) 有机毒物: 滴滴涕、六六六、石油、酚、苯并(a)芘、多氯联苯等; (3) 酸度	

评价参数是指进行环境质量评价时所采用的对环境有主要影响的那些污染物（污染因子）。一般选择排放量大，浓度高、毒性强，难于在环境中降解，对人体健康和生态系统危害大的污染物以及反映环境要素基本性质的其它因子作为评价参数。常用的评价参数见表 1-16-2。

16.1.3 矿山环保设计内容

初步设计环保篇（章）的设计内容一般如下：

（1）对编制依据应予说明，其中应特别注意以下内容的说明：

设计任务书中对环境保护部分的意见及其审批意见；

环境影响报告书有关环保设计的要求及其审批意见；

地方环保部门对该建设项目环保设计的特殊要求。

（2）对废水、废气、废渣（即废石）和噪声等污染物的排放数量和治理措施及效果的论述。具体内容有：

炸药加工厂废水、机汽修废水、矿井和露天采场废水以及生活污水的排放量。水质和治理设施及治理后达标情况。

采装、运及破碎过程中产生的粉尘的治理措施和达标情况。

废石排放数量。废石中有害元素的含量及淋浴废水对地面水体的影响分析；废石场位置、面积、堆高、防止扬尘和泥石流的措施等。

主要发声设备如凿岩机、挖掘机、空压机、破碎机、筛分机、通风机、机车及汽车的声压级及其治理措施，治理效果。根据环保质量评价写出厂界噪声值。

对矿山开发引起的生态变化所采取的防范措施，并扼要说明矿山绿化面积、绿化系数、复垦设计等。

论述矿山环保监测站的设计等级，人员配备，投资及面积、监测任务、范围和内容。

环保投资、投资比例及投资分析。

环保组织机构及人员编制。

16.2 矿山污水处理

矿山污水主要指炸药加工厂污水，机修、汽修污水、矿井和露天采场外排污水以及生活污水等。

我国矿山排放污水的种类有含砷污水、洗矿污水、酸性污水、含悬浮物废水以及含盐污水等。这些污水外排时给环境带来严重污染，必须进行治理。

16.2.1 浆状炸药加工厂污水处理

16.2.1.1 浆状炸药废水的特点及排放标准

浆状炸药厂所排废水中含有 $T.N.T$ （三硝基甲苯）、 $D.N.T$ （二硝基甲苯）和 $D.N.T.S$ （二硝基甲苯碳酸钠）等硝基苯类有毒物质，属芳香族的有机化合物。处理前，废水中硝基化合物浓度一般在 $20 \sim 80 \text{ mg/L}$ 之间。

我国《工业三废排放试行标准》中规定：在工厂废水排出口，硝基苯类物质最高允许

排放浓度为0.5mg/L。卫生标准规定：地面水中硝基苯类物质最高允许浓度为0.5mg/L。

16.2.1.2 硝基苯类废水的治理

处理方法较多。目前多采用吸附法。

硝基苯类废水多采用活性炭作为吸附剂。活性炭是一种多孔性结构的物质，它有很大的比表面积，一般可达500~1700m²/g，吸附能力很强。

采用活性炭吸附法处理硝基苯类废水，具有工艺简单、运行可靠、吸附效果良好、处理费用低等优点。

16.2.2 矿山酸性水治理

16.2.2.1 酸性废水的形成

在金属、化工和煤炭的生产矿山，由于有些矿山的矿石或围岩中，含有硫化矿物，这类矿物经风化、水及细菌的作用，有可能形成酸性水。废水中含pH值一般在2~4之间，外排后对农业和鱼业生产影响较大。几个矿山的pH值及有害元素含量列于表1-16-3。

几个矿山的pH值及有害元素含量

表 1-16-3

有害元素 含量 (mg)	川埠煤矿	湘潭锰矿	东乡铜矿	丁家山 铜矿	凹山铁矿	大冶铁矿	潭山 铁矿
pH值	2.81	3~3.8	1.8~4.2	2~3	1.7	4~5	2~3
总酸度				506			
SO ₄ ²⁻	4322	4000~5000			7789		4120
Hg							
Cu ²⁺			4.2~272	20~80	465	170~400	
Fe ³⁺	200		18~4711		9.1		
Fe ²⁺	400		7.8~5933				
总铁		10~25					926
Mn ²⁺	18	600~800		10~800			
Al ³⁺		50~190					
Mg ²⁺		200~300			306		
As							1.6
F					7.3		10

16.2.2.2 酸性废水种类

矿山酸性废水大体可分为以下几种：

- (1) 含铁离子的酸性废水；
- (2) 含铜、铁离子的酸性废水；
- (3) 含锰、铁、铝等离子的酸性废水；
- (4) 含砷、铁等离子的酸性废水；
- (5) 含汞酸性废水。

在处理酸性废水中，除将酸性废水中和外，还必须净化其中的有害元素，综合回收其有用金属。

16.2.2.3 含铁离子的酸性废水治理

1. 石灰中和法

石灰中和除铁的实质是氧化钙溶解于水中,生成呈碱性的氢氧化钙,同酸性水中的酸类物质起中和作用,氢离子的浓度亦随之降低,而相应地增加其氢氧离子,当达到一定浓度时,酸性水的铁以氢氧化铁的形式沉淀下来,达到中和除铁的目的。

2. 石灰石-石灰中和法

首先用石灰石中和使酸性水的pH值由3左右提高到5以上,但对 Fe^{++} 的净化效果很差,故在石灰石中和后,投入石灰净化 Fe^{++} 。

16.2.2.4 含铜、铁离子的酸性水治理

这类酸性水大部分产生在铜矿山,如丁家山铜矿和东乡铜矿等矿山。废水治理推荐以石灰为化学药剂的净化法,净化效率可达98.9%。

16.2.2.5 含锰、铁、铝离子的酸性水治理

湘潭锰矿是含锰、铁、铝离子酸性水的代表性矿山。该矿采用石灰石-石灰法治理这类废水,工艺简单,原料来源广,经济实用。本方法是利用铁、铝和锰的氢氧化物不同的pH值条件下沉淀的原理,达到中和酸性水,除去铁和铝,沉淀出锰的目的。

16.2.2.6 含汞酸性废水处理

万山等矿井下水含汞较高,超过排放标准。由于这类矿山资料不多,并考虑到含汞冶炼废水的水质与处理工艺同含汞矿井废水近似,因此,将新晃汞矿汞冶炼废水处理介绍如下,供设计参考。

新晃汞矿冶炼废水含汞高达千分之一以上,并含有铁和重金属,汞大致以金属汞、离子汞、胶体汞以及硫化汞等形式存在于废水中。较大颗粒的金属汞和淤泥可经沉淀除去。

含汞废水采用焦炭(或活性炭)吸附法净化。含汞废水先进行沉淀,沉淀时间1~2小时,除去淤泥和大部分汞,使废水含汞的浓度从千分之一左右降至每升数毫克或数十毫克。由于含汞废水有铁盐杂质存在,为消除这些杂质,将沉淀池的流出液放入石灰乳中和反应池进行预处理,pH值调至9~10,除去铁和部分汞,而后流入焦炭塔(或活性炭塔),进行过滤净化,净化后的废水含汞浓度可低于和接近国家排放标准。

16.2.2.7 酸性水治理实例

1. 丁家山铜矿含铜、铁酸性水的治理

该矿酸性水包括井下排水和废石场淋滤水两部分,前者数量多,后者浓度大,都汇集山场污水池中,水质外观呈淡褐色,澄清透明,pH=2~3,对设备和管道的腐蚀性很强,主要有害离子为 Cu^{++} 、 Fe^{++} 、 Fe^{+++} 和 SO_4^{--} ,其含量随季节和雨量变化而变化。1973年废水处理工程投入生产后,能有效地净化废水,同时回收海绵铜。

废水的收集:在井口废石场下建筑土坝,收集淋滤水和井下水,使之与天然水分开,流入污水处理工程。所筑土坝必须能防止渗水,否则就会污染土壤和浅层水。由于废水的数量和有害离子的含量随季节和降雨量的变化而变化,因此,每天污水净化时间和石灰投加量也随之变化。排放水的pH值控制在8~9。

2. 凹山铁矿废石场酸性水处理

该矿为一露天矿,剥离物为黄铁矿化的粗面岩、凝灰岩及含硫5~6%的黄铁矿。上述剥离物经风化和雨水淋漓形成酸性水,该矿废水处理工程包括废水调节池、石灰乳中和设施和排泥系统,采用综合治理方式。

3. 潭山硫铁矿含砷酸性水治理

该矿井下水系含砷、铁较高的酸性水,含砷高达1mg/L以上,总含铁量为926mg/L,硫酸根为

3660mg/L, pH=2~3, 且涌水量较大, 正常为 50~60m³/h, 最大为 80~100m³/h。为防止废水污染附近农田和太湖水质, 采用石灰中和进行处理。石灰投加量为 5~6g/l, 沉淀时间为 8 小时 (雨季涌水量大时为 3~4h), 外排污水完全达到国家规定的排放标准。

16.2.3 机修汽修厂污水治理

治理方法通常有以下两种:

(1) 物理法: 利用物理作用分离污水中主要呈悬浮固体状态的污染物质。属于这种方法的有格栅法与沉淀法两种。

(2) 化学法: 利用化学反应的作用来分离、回收污水中各种形态的污染物质。属于这种方法的有: 中和法、混凝法、电解法、氧化还原法、吸附法、离子交换与电渗析法等。

16.2.4 生活污水治理

生活污水主要为生活废料和粪便所形成, 其数量、成分和污染物质浓度与居民的生活习惯和用水量有关。治理方法有:

(1) 物理法: 具体方法同前。

按处理程度划分, 生活污水处理可分为一级和二级。一级处理只除去污水中呈悬浮状态的固体污染物质。物理处理方法中的大部分只能达到一级处理的要求。经过一级处理后的污水, 生化需氧量 BOD 只能去除 30% 左右, 仍不宜排放, 还必需进行二级处理。

(2) 生物法: 利用微生物的代谢作用, 使污水中呈溶解、胶体状态的有机污染物质, 转化为稳定无害物质。

生物处理可大幅度地除去污水中呈胶体和溶解状态的有机污染物质, BOD 去除率可达 90% 以上。处理后五日生化需氧量 BOD₅ 含量可降到 20~30%。生物处理的各种方法, 只要运行正常都能达到这种要求。经二级处理后, 通常污水已具备排放水体的标准。

16.3 矿山防尘

16.3.1 采矿场粉尘的危害及防治

16.3.1.1 采矿场粉尘的危害

矿山在开采过程中, 采、装、运各工序均有粉尘及其他污染物散发出来, 严重污染环境和大环境。

矿山大气污染主要污染物有粉尘、一氧化碳 (CO)、氮氧化合物 (NO_x) 等。工人长期呼吸和接触这些有害物质, 能引起呼吸系统、消化系统、皮肤、眼睛以及神经系统等的疾病。粉尘对呼吸系统的危害最大。

16.3.1.2 粉尘实测指标

部分露天矿采矿作业粉尘浓度实测指标见表 1-16-4;

白银露天矿设备及爆破污染物排放强度实测指标见表 1-16-5;

部分地下矿粉尘浓度实测指标见表 1-16-6。

部分露天矿采场作业粉尘浓度实测指标

表 1-16-4

矿山名称	采场作业点粉尘浓度实测指标 (mg/m ³)									采场粉尘浓度实测综合指标 (mg/m ³)			
	挖掘机		钻机		汽车		推土机	采场	爆破	最大	最小	平均	合格率 (%)
	室内	室外	室内	室外	室内	室外							
开大山铁矿	0.8~2.5	2.6~6.5	0.5~2	2~2.8	1.5~2.5		1.6~4	0.3~2.2	4~18	46	0.2	1.64~1.98	68.5~74.2
东鞍山铁矿	1~2.6		0.7~1.2		2~2.8		7	1.7		8.2	0.5	0.4~1.5	65.22~76.09
大孤山铁矿	0.5~2	2.1~4.4	0.6~1.7	2.2~8.2	0.4~2.8			0.2~2.6		11	0.2	0.8~1.84	63~78
南芬铁矿	1.61		1.17		2		3.3		17.77	38.8	0.3	2.33	67.8
眼前山铁矿	0.31~3.33	0.8~6.7	0.67~2.4	0.67~8					1.2~2	61.2	0.13	1.44~2.61	50~80
大莹山铁矿										11	0.1	6.98~0.99	93.97~94
峨口铁矿	0.1~2.6		0.4~10				1.2~2			13.6	0.1		73.3~83.93
甘井子石灰石矿										99.57	2	9.56~14.96	56~70
土城子石灰石矿										48.3	0.8	5.95~19.1	76.7~90
海城铁矿										148.6	0.67	10.58~205	63.32~73.91
青山怀德矿										77	3.3	8.69~15.48	68.33~83.33
桦子峪铁矿										58.3	0.3	6.73~10.99	75~81.67
瓦房子铁矿										24	0.29	1.83~2.48	80.23~87.84
复州湾粘土矿										24.8	1.0	6.2~8.3	85~91.6

白银露天矿设备及爆破设备及爆破污染物排放强度实测指标

表 1-16-5

污 染 源	污 染 名 称	排 放 强 度
4m ³ 挖掘机	粉 尘	545 (mg/s)
Φ200潜孔钻	粉 尘	139.4 (mg/s)
27吨自卸汽车	粉 尘	1890.6 (mg/s)
	CO	654.7 (kg/d)
	NO _x	19.5 (kg/d)
	黑 烟	113.5 (kg/d)
爆 破	CO	264.5 (kg/d)
	NO _x	258.2 (kg/d)
	粉 尘	15.88 (t/a)

部分地下矿粉尘浓度实测指标

表 1-16-6

矿 山 名 称	作业点粉尘浓度实测综合指标					出风井口粉 尘浓度实测 指 标 (mg/m ³)
	含 尘 量 (%)				最 大 值	最 小 值
	<2mg/m ³	2.1~10 mg/m ³	10.1~50mg/m ³	>50 mg/m ³	mg/m ³	mg/m ³
梅 山 铁 矿	11.5~16.9	40.2~42.2	40~31.8	8.3~9.1	424~650	0.1~0.3
弓 长 岭 铁 矿	54.3~58.4				13.2~88.8	
桦 树 沟 铁 矿					61.8	
桃 冲 铁 矿	70					
冶 山 铁 矿						1.5~17
湘 潭 锰 矿	45~50				160.32	
锡 矿 山 矿 务 局 南 矿						0.3~1.1

16.3.1.3 粉尘排放强度计算

1. 挖掘机、钻机、二次破碎凿岩区产尘强度计算

$$g = \frac{1}{K} X^2 \psi_{rp} (n_x - n_0) v \quad (1-16-1)$$

$$\psi_{rp} = K' \frac{v}{v_1} + b$$

式中 g ——产尘强度, mg/s;

K ——与采场通风方式有关的系数;

X ——测点至污染源的垂直距离, m;

ψ_{rp} ——与风流湍流特性有关的无因次系数;

n_x, n_0 ——分别为测点及上风源的污染浓度, mg/m³;

v ——风流速度, m/s;

K' ——数值等于直线倾角正切的系数;

v_1 ——空气动力因素大于热力因素时, 气流的最低速度 ($v_1 = 1\text{m/s}$); m/s;

b ——由热力因素决定的无量纲系数, 它与大气紊流强度有关。

K' 和 b 的数值见表1-16-7。

k' 和 b 数值表

表 1-16-7

露天矿的通风方式	污染源位置	数 值	
		K'	b
循环通风	在阶段表面	0.122	0.22
	在阶段表面以上	0.07	0.05
直流式通风	在阶段表面以上	0.05	0.05
	在阶段表面	0.045	0.22
	在露天矿以外的粘地层	0.42	0.05

2. 汽车、推土机等移动尘源产生强度计算

$$g = \frac{KvuX^2\psi_{rp}(P_1 - P_0)}{NQ(b + 2x\psi_{rp})} \quad (1-16-2)$$

式中 g ——产生强度, mg/s ;

K ——与采场通风方式有关的系数;

v ——空、重车运行时的平均估算速度, m/s ;

u ——取样时的风速, m/s ;

X ——公路中心至取样点的距离, m ;

P_1, P_0 ——分别为公路上风向与下风向的粉尘浓度, mg/m^3 ;

N ——取样的往返车辆数, 辆;

b ——汽车底盘车轴距, m ;

Q ——取样时吸气流量, m^3/s ;

ψ_{rp} ——同 (1-16-1) 式。

上述两式中的 K 值按表 1-16-8 选取, 其他参数可选用污染源实测数据。

k 值

表 1-16-8

污染源和污染物排放点的位置	数 值	
	复循环式通风	直流式通风
点污染源: 在阶段表面	5.6	5.6
在阶段表面的上方	3.0	3.0
线污染源: 在阶段表面	3.0	2.7
在阶段表面的上方	1.5	1.3

16.3.1.4 粉尘污染状况分析

1. 露天采矿场粉尘污染情况分析

山坡露天和较浅的深凹露天矿, 主要受自然风流扩散的影响, 造成采场内和采场外环境污染。

深凹露天矿采矿场内存在着明显的与地面主风向一致的“顺向气流区”和“反向气流区”。顺向气流区靠自然通风净化, 反向气流区靠机械通风净化。

2. 地下矿出风井粉尘污染分析

地下矿粉尘对地表大气污染, 主要是通过出风井口, 排到大气中所造成的污染。

地下矿工作面的粉尘控制,主要采用湿式凿岩、喷雾、洒水和通风稀释,最后未经捕降的粉尘经出风井口排到大气中。经现场调查,出风井口的粉尘实测浓度指标见表1-16-6。

16.3.1.5 防尘措施

要搞好安全防尘和环境保护工作,要求在矿山设计和生产过程中,严格遵守国家规定的卫生标准。

根据国家的实践经验,综合防尘措施如下:

- (1) 搞清尘源和尘源强度;
- (2) 应将矿山办公室,工人村等布置在露天采矿场或地下矿出风井的当地常年主导风向的上风侧;
- (3) 采取洒水、喷雾等防尘措施;
- (4) 定期监测,做好统计工作;
- (5) 加强个体防护。

16.3.2 矿山道路防尘

16.3.2.1 矿山道路产生尘强度概况

露天矿采装运作业时产生的粉尘是大气粉尘污染的重要因素。根据国外的实测资料,在未设防尘措施的条件下,几项主要生产设备的产生强度如表1-16-9。

几项主要生产设备的产生强度

表 1-16-9

设 备 名 称	产 尘 强 度 (g/s)
挖掘机	2.0
自卸汽车	16.0
钻机	4.8
破碎机	1.6

我国大冶铁矿实测自卸汽车的产生强度为3500~4300mg/s(时速50km时,SH380A型自卸汽车的产生强度为16.5g/s)。南芬铁矿实测,在阶段汽车路旁(干燥碎石路面)的平均粉尘浓度为6.9mg/m³,超过国家规定的卫生标准约3.5倍(国家卫生标准为2g/m³),而洒水后的粉尘浓度为1.6mg/m³。故露天矿汽车运输,采取适当的防尘措施,对保护工人身体健康具有重要意义。

16.3.2.2 矿山道路粉尘治理的方法

露天矿道路粉尘治理应根据具体条件而定。有条件时,可提高路面等级,即采用高级路面或次高级路面代替中、低级路面。中、低级路面的粉尘治理,可以采用洒水扑尘,也可以采用喷洒废油、乳化沥青、氯化钙溶液及制碱工业氯化钙残渣和亚硫酸盐废液等抑制粉尘。洒水治理粉尘,用水量大,成本高,扑尘时间短(一般每次洒水抑尘时间约30~40分钟),效果差,难达到国家规定标准,而且受季节限制。经试验,采用乳化沥青、氯化钙溶液等喷洒路面抑尘是较为理想的治理方法。此法防尘效果好,费用低,能改善路面状况。根据国内外资料介绍,经乳化液处理的道路,可降低汽车运行阻力20~30%,提高行车速度10~20%,轮胎使用寿命延长500~5500公里,维修费用降低67~75%。

化液的浓度一般在10~20%左右,耗量为3.1~3.5l/m²左右。

冬季,道路喷洒盐水,防尘又防冻,也有利于道路养护。我国南芬铁矿试验,盐水浓度为240g/kg水,单位面积耗盐量为0.249kg/m²,每平方米费用为0.0497元。洒水周期5~7天。喷洒后不结冰的最低温度为-27.5℃。

我国矿山防尘,目前以洒水为主要方法。洒水作业除用洒水车外在永久性道路上宜采用管道洒水,例如符山铁矿、矿山村铁矿都沿道设置洒水管路。有条件时,宜配置农用喷头和定时自控装置。国内试验的几种喷头主要性能如表1-16-10。

几种喷头主要性能

表 1-16-10

型 号	喷 水 量 (t/h)	射 程 (m)	工作所力 (MPa)	旋转方式
工农-3	4~5	18~20	0.29~0.39	全周或扇形
武喷40-1	27~30	30	0.44~0.49	全周或扇形

道路路面每昼夜需要的洒水量可按下式计算:

$$Q = \frac{sq(1-K)}{1000} \quad (1-16-3)$$

$$K = \frac{\text{三个月中下雨天数}}{\text{最大蒸发量的三个月份总天数}}$$

式中 Q ——昼夜洒水量, t/d;

S ——洒水路面总面积, m²;

K ——雨天影响系数;

q ——每昼夜单位面积洒水量, (kg/m²), $q = q_1$;

q_1 ——最大蒸发量月份三个月中每昼夜单位面积的平均蒸发量。(kg/m²), q_1 值应按当地气象统计资料计算。

16.3.3 破碎系统的除尘

16.3.3.1 概述

从采矿场运矿至粗破碎翻卸矿石时,产生的粉尘量很大,污染面广,翻矿部位居高临下,对地区周围环境污染严重。

据试验,当用60t翻斗车将矿倾卸至粗破碎矿槽时,卸矿的对面冲出一股上升的气流,携带大量粉尘,污染上部空间。工作区的粉尘浓度高达1500~3800mg/m³。因为矿车卸矿范围大,卸矿量一次可达50~60t,卸矿冲出气流直径可达4~5m,冲出矿槽口的平均速度达4.1m/s。

破碎系统的排料口和胶带运输机的转载点也产生粉尘。

16.3.3.2 粗破碎除尘系统治理

除尘系统按管道分布状态,可分为分散式除尘系统和集中式除尘系统。当抽风除尘点较集中且工艺生产条件基本相同时,可采用集中式除尘系统。

粗破碎（包括地下破碎）室除尘装置宜采用集中式除尘系统，以一台破碎机为一个系列，将破碎机、给矿机及运输机等抽风点合为一个系统，集中处理，采用大型净化设备。这样的大系统有显著的优点：可以采用大型先进的除尘设备，管理简便，易于实现除尘装置的自动化和遥控技术，使系统实现现代化管理。本钢南芬选矿厂粗破碎车间就是按照以上原则进行设计的。

除尘设备的选型：当进行地下破碎时，应尽可能采用湿式除尘设备，而不宜采用干式除尘器（尤其是袋式除尘）。因为地下室的空气较潮湿，相对湿度有时可达100%。当用袋式除尘器时，粉尘易粘附于滤袋表面而迫使系统瘫痪停用。

16.4 矿山设备的噪声治理及防护

16.4.1 采矿设备噪声及防护

16.4.1.1 采矿设备的声压级

采场设备噪声声压级见表1-16-11。

采矿场设备噪声声压级

表 1-16-11

设备名称	声级 (dB)	频谱特性
潜孔钻机	107	高频
凿岩机	110~115	高、中频
风（风带跑风）	102~105	
牙轮钻机	78~95	高低频
4米 ³ 挖掘机	88~98	
移动式压气机	110~120	
10—20t汽车	75~95	

上述几种设备均为移动设备，矿用固定设备均应装有消声器，在选择设备的同时要选用消声器。凿岩机和局部扇风机消声器消声功率级见表1-16-12。

凿岩机、局部扇风机消声器消声功率级

表 1-16-12

项 目	倍频带中心频率 (Hz)							
	63	125	250	500	1000	2000	4000	8000
凿岩机消声器消声值 (dB)	20	30	16	24	21	14	12	13
局部扇风机消声器消声值 (dB)	4	2	6	17	21	25	20	10

16.4.1.2 个人防护用品

常用的防噪声用品有耳塞、耳罩、头盔等。

16.4.2 矿用通风机噪声的治理

16.4.2.1 通风机噪声的产生

通风机的噪声主要成分：

(1) 空气动力性噪声——包括风流旋涡声和叶轮回转声，

(2) 机械性噪声——由机壳和其它部件的振动声所组成;

(3) 电动机磁性噪声。

在地表的主通风机其单机工作时产生的噪声可达90~95(A), 详见表1-16-13。

部分矿山通风机的噪声测定值

表 1-16-13

矿 山 名 称	通 风 机 型 号	台 数	噪声测定值dB (A)	
			最 大 值	平 均 值
程潮铁矿东采区	Y4-73-11№28	1	90.5	89
丰山铜矿南风井	70B ₁ -21№28	1	95	93.5
大冶铁矿尖林山矿区	Y4-73-11№28	1	89	87
牛马司煤矿铁箕山工区	4-72-11№16	2	85	83
利民煤矿四工区	4-72-11№16	2	85	84
金竹山煤矿一工区东风井	4-72-11№20	2	88	86

注: 测点位置, 在水平面上距设备外壳1m, 高度距地面1~1.2m。

16.4.2.2 矿井通风机噪声的消减方法

矿井通风机噪声消减方法有:

- (1) 消除噪声来源或在声源中减弱噪声;
- (2) 隔离噪声;
- (3) 吸收噪声。

对空气动力性噪声的消除, 在抽出式通风系统中一般多采用在出风口水平风道中装设排行式吸音隔板。压入式通风系统若用主井作为进风井, 则应在进出风道中均置消声隔板。

机械性噪声主要是从机壳向外传播的, 多采用将机壳用隔声材料密封起来的隔声办法。

此外, 主机安装在单独房间, 其房间四周应装设吸音材料, 通风机室内可设司机用的隔音间。

16.4.2.3 消声器的选择

平顶山四矿等采用的排行式消音器的吸音性能如表1-16-14。

甘蔗板消音性能

表 1-16-14

名 称	厚度 (mm)	物 理 性 能				吸 音 性 能					平顶山四矿采用的规格,长×宽×高 (mm)	生 产 厂
		单位体 积重量 (kg/m ³)	抗 折 强度 (MPa)	含 水 量 (%)	导 热 系 数	各种频率下吸音系数(%)						
						250	500	1000	2000	4000		
甘 蔗 板	60	167~255	4.6~ 0.98	21.2~15	0.036~ 0.062	25	30	38	42		1825× 910×20	上海吸音 材料厂
	12					20	29	37.5	47	91		

甘蔗板不防火, 应将表面喷涂防火剂。

也可用薄钢板及玻璃丝棉代替甘蔗板, 即将薄钢板钻成微孔板后在两个钢板间夹玻璃丝棉。唐山煤矿采用吸音砖制作消音器, 它是用普通砖料加入30%的可燃物经焙烧而成,

其吸音系数为0.2。

吸音材料的种类较多,设计时应根据各地情况,就地取材,选择吸音性能好、吸水率小、能防潮、防腐、防火、体小耐用,价廉的材料来制作。

在风道中或密封室内,亦可应用多孔性材料吸音的原理。使声波每碰一次壁就被吸收一次来降低噪音。

风道中增设消音器后,将使阻力增大。因而在安装消音器处应适当加宽其断面。在通风机选型时,应将风压增加(49~78.4)Pa。

16.4.3 空气压缩机噪声的治理

16.4.3.1 活塞往复式空气压缩机产生噪声因素

活塞往复式空气压缩机产生噪声因素包括:

- (1) 空气压缩机本体机械噪声;
- (2) 电动机噪声;
- (3) 流体噪声
- (4) 管道吸气噪声;
- (5) 排气放空噪声;
- (6) 空气压缩机组支架座传递振动噪声。

表1-16-15是未采取消声设施的空压机站噪声测定资料。

几个矿山空压机站噪声测定值

表 1-16-15

矿 山 名 称	空压机型号	台 数	噪声测定值 (dB)	
			最 大 值	平 均 值
牛马司煤矿一工区	4L-20/8	3	93	92
金竹山煤矿土石采工区	4L-20/8	4	90	89
利民铁矿四风井	4L-20/8	6	89	88
恩口煤矿一工区	4L-20/8	4	89	88
恩口煤矿二工区	3L-10/8	4	92	90
湘东铁矿清水矿	4L-20/8	2	80	88
	5L-40/8	1		
丰山铜矿	BTD21CC	1	92.5	90
	L8-60/7	7		
程潮铁矿	L8-60/7	2	91.5	90
	55MP	3		
大冶铁矿尖林山矿	7L-100/8	1	93	91
	BTD21CC	3		

注:测点位置,在水平面上距设备外壳1m,高度距地面1~1.2m。

16.4.3.2 空气压缩机站噪声消减措施

1. 吸气管的消声措施

- (1) 在吸气管上装设消声器;

- (2) 在吸气管和空气压缩机连接处安装防振波纹管接头;
- (3) 吸气管应支撑在大质量的固定基础上;
- (4) 在吸气管上包扎吸声材料层或将管道敷设在地沟内。

2. 排气系统的消声措施

- (1) 装设排气消声器;
- (2) 压缩空气放空时噪声大, 需在放空排气管末端装设多孔板吸声消声器, 排气口要求高出屋面或地沟敷设;
- (3) 注意排气管止回阀安装位置; 止回阀一般安装在贮气罐处为宜, 主要是贮气罐对气压变化较缓, 噪声小;
- (4) 管道设备的支架连接要紧固, 室内排气管道尽可能用地沟敷设, 在露出管道部分可包扎5cm厚的吸声材料层, 外加玻璃丝布作保护层。

3. 空气压缩机基础防振措施

基础防振首先是在机器机座与基础连接部分加弹簧减振器或橡皮减振器, 或再加基础防振措施来减少振动传递给地面墙窗门产生的再生振动噪声。

4. 其他措施

- (1) 吸气管、排放管、贮气罐宜布置在同侧;
- (2) 站房外围应绿化, 种植果树、葡萄和长青灌木树有良好的吸音效果;
- (3) 尽可能避免靠近居民区。

16.4.3.3 消声器的种类及选择

消声器是阻止声音传播而允许气流通过的一种器件, 是消除空气动力性噪声的重要技术措施。

消声器的种类:

(1) 阻性消声器, 是根据吸收声能的原理工作, 结构比较简单, 有应用纤维和多孔性吸声材料的, 也有将通道断面作成多个窄小断面的, 在实际工艺中常使声波通过衬有多孔吸声材料的管道, 使声能振动变为热能。阻性消声器有良好的中高频消声性能。

(2) 抗性消声器, 是根据滤波器的原理工作, 对于减弱窄频带的噪声和明显不连续的噪声, 采用这种消声器, 可以得到良好的效果。

(3) 阻抗复合消声器, 应选用消声量大, 空气阻损小、结构简单耐用, 体积小价格低的产品。

吸声材料种类有: 玻璃棉、矿渣棉、石棉绒、毛毡、棉絮、泡沫塑料、木丝板、甘蔗板、加热混凝土、吸声砖。

目前, 我国有很多消声器厂生产各种规格空气压缩机所配套的消声器, 其中包括Sh—XⅢ型消声器系列和K系列。

16.4.4 破碎筛分厂噪声的治理

破碎筛分厂属于有强噪声声源的工厂, 其装运、破碎、筛分、给矿、通风除尘等设备的声功率级均超过《工业企业噪声卫生标准》规定的生产车间和作业场所的工作地点允许的85dB(A)的噪声标准。

破碎筛分设备的噪声是由设备运转时自身产生的和在运输、破碎过程中矿石与矿石、

矿石与设备的撞击而产生的。一般带矿运转的设备比空转时增大3~10dB(A)。

16.4.4.1 破碎机噪音的防治

可采用下述措施降低破碎机的噪声

(1) 尽量减少破碎机的主要振动力传递给相连接的零部件,因此,需要在破碎机支承结构之间安装弹性橡胶衬垫,对破碎机部件的传动装置进行隔振,机架外壳、机座和进料漏斗的振动表面覆加阻尼材料。

(2) 将破碎机置于隔声罩内,封闭噪声源,可降低10~30dB。隔声罩可用钢板或木板制做,如用5mm厚的钢板制作隔声罩,其内表面用吸声材料饰面,并在其外表面涂以沥青减振。如果单层隔声罩未能满足减噪要求,则可考虑采用双层隔声罩。双层罩之间要有空气层,内罩可用钢板制做,其内表面应贴吸声材料,外罩可用木板制做,并用橡皮垫固定到内罩上。内罩与外罩均须密封。

16.4.4.2 筛分机噪声的防治

自动平衡筛和惯性筛一般是在强迫振动的状况下工作,其振幅为3~6mm,振动器的轴旋转速度每分钟为800~1500转。

筛分机的低频噪声主要是由它的筛体和漏斗的侧壁振动所产生的,其噪声决定于旋转部件产生的非平衡离心力,振动器轴承部件相互撞击以及所筛分物料的特性,噪声中的高频性噪声是由金属筛振动辐射产生的。当振动器的转数降低50%,其噪声级平均减少10dB;振动器的振幅减少50%,能够降低噪声3~4dB。

降低筛分机噪声的措施如下:

- (1) 在振动器外壳与筛分机架之间采用减振器;
- (2) 增加筛壁刚性,使噪声级大幅度降低;
- (3) 采用橡胶筛或橡胶筛面;
- (4) 将筛子罩在隔声罩里,是个有效的降低噪声措施,此时隔声罩亦可兼作防尘罩之用。

16.4.4.3 胶带输送机、转运矿石漏斗、溜槽、矿仓卸料噪声的防治

胶带输送机的噪声通常是由胶带对头接合处金属卡子或铆接铆钉撞击传动轮,换向轮及上、下托辊所造成的。采用粘合剂、硫化胶接法来代替对接、铆接,可使噪声降低10dB。

转运大块矿石的漏斗,尽量采用“死角漏斗”,它可利用“死角”处堆积的物料作缓冲层,以减少矿石对金属漏斗壁的撞击和摩擦声。转运中等粒度矿石的溜槽、漏斗、分矿箱可用橡胶板或废旧胶带作内衬,能降低噪声7dB,同时还可减少磨损和维修工作量。

矿仓不应放空,当矿仓内有矿石时噪声水平可比无矿时降低1dB。

16.4.4.4 除尘系统风机及管路的噪声防治

破碎筛分厂除尘系统一般都采用低压离心式通风机,其噪声有时达90~100dB(A),噪声主要是风机高速旋转发生的,噪声通过风机的进出口、机壳的振动及基础向外辐射。

一些防治风机及管路噪声的措施

- (1) 尽量选用低噪声的离心式通风机;
- (2) 尽可能使除尘系统总风量和风压定得小些,安全系数取得小些,进、出口及管路避免急剧转弯,风管内气流流速不宜太大;
- (3) 增加管壁的传递损失即增加壁厚,在管壁外敷设隔声层,振动设备和管道连接

处装软接头,管道和支架之间采用防振底座;

(4) 通风机进、排气管路上安装消声器

(5) 对通风机及管道进行隔振处理

(6) 对通风机进行隔声处理,如加隔声罩。

16.4.4.5 隔声操作室

破碎筛分厂各车间内的设备一般都不需设固定操作岗位。因此,可在厂房内设隔声操作室,使操作人员与声源隔开。隔声操作室应作声学处理,室内噪声控制在70dB(A)左右。

隔声间可以建成封闭式或局部敞开式的。封闭式隔声间的隔声能力可达20~40dB。局部敞开式隔声间可减轻操作人员所受噪声的干扰,其隔声效果低于封闭式隔声间,一般不超过10~15dB(中频和低频)。

16.4.4.6 个人防护

个人防护可做为一个辅助措施,对某些强噪声车间,因技术或经济上种种原因,暂时不能采取任何噪声控制措施时,可以用个人防护的方法,如采用耳塞、防声棉、耳罩、帽盔等进行人体保护。

16.5 绿 化

绿化在防止污染,保护和改善环境方面,起着特殊的作用。

绿化具有较好的调温、调湿、吸灰、吸尘、改善小气候、净化空气、减弱噪声等功能。绿化植物对矿山环境的保护作用见表1-16-16。

绿化植物对环境的保护作用

表 1-16-16

作 用	简 要 说 明
吸收CO ₂ ,放出O ₂	1公顷阔叶林在生长季节,一天可吸收1tCO ₂ ,放出0.73tO ₂
吸收SO ₂	1公顷柳杉每年可吸收720kgSO ₂ ,吸收SO ₂ 能力较强的还有垂柳、悬铃木等
防尘	一般落叶阔叶树滞尘能力较强,可明显地减少矿区的降尘量和飘尘量
净化水质	据统计,逕流通过30~40m宽的林带,能使其中NH ₃ 含量减低到原来的1/1.5~1/2,细菌数量减少1/2
减弱噪声	据介绍,4.4m宽枝叶浓密的绿篱墙可减低噪声6dB,45m宽的悬铃木树林可减低噪声15dB
监测环境污染	例如SO ₂ 可使植物叶脉褪色或产生坏死斑点,当水中砷含量仅为1mg/L时,凤眼莲的外部形态出现受害症状
调节和改善小气候	夏季高温季节绿地气温比非绿地低3~5℃。绿地相对湿度比非绿地大10~20%。有林区的雨量比无林区平均多7.4%

16.5.1 绿化设计的基本原则

(1) 绿化设计要执行《中华人民共和国环境保护法》第六条的规定,并应符合总平面设计规范、防火规范、国务院关于环境保护工作的决定等;

(2) 绿化设计应根据矿区总平面布置并按车间功能分区。重点美化区的绿化布置还应与该地区的建筑群造型相协调;

(3) 绿化设计要净化与美化相结合,贯彻实用、经济、美观的原则。因地制宜,合理选择树种。对矿区内原有树木应尽量保护;

(4) 树种选择要常绿树与落叶树结合;乔木与灌木结合;速生树与慢生树结合;阳性树与阴性树种结合;绿化与生产结合。

16.5.2 绿化设计的主要技术资料

(1) 矿区总平面资料,一般比例1/500~1/2000;

(2) 气象资料,包括湿度、温度、降雨量、冻土深度、风雪等;

(3) 土壤资料,包括土壤种类,土壤物理机械性能及农业化学特性,不同土壤的分布,地下水深度等;

(4) 矿区附近的植物资源及工业布局的调查资料。调查矿区周围各单位的绿化现状,植物生长的自然条件以及对周围的环境的适应性,调查矿区周围“三废”的排放危害情况;

(5) 树种特性资料。包括树冠特性,抗污染性能,适应条件及绿化用途等;

(6) 树苗来源及其价格。

16.5.3 绿化设计内容

(1) 初步设计说明书包括下列内容:绿化布置原则,绿化技术指标(绿化占地面积、绿化占地系数),绿化设施的组织定员、养护设备及投资等。

(2) 绿化设计图纸:可与总平面图合并,用图例在总平面图上标出绿化的区域、范围和重点绿化的平面位置,注明绿化类别,如卫生防护林带、树种类别(如乔木、灌木、绿篱、草坪、花坛、树池、小游园)等。

16.5.4 绿化植物的选择

16.5.4.1 树种选择的一般要求

树种应根据绿化功能及用途进行选择,一般要求如下:

(1) 选择对烟尘和有害气体有较强抵抗能力的树种;

(2) 选择地区适应性强的树种,特别要选择乡土树种;

(3) 选择树冠顶部宽大的树种;

(4) 选择速生、快长、耐修剪、易管理、易栽易活、出叶早、落叶晚、抗病虫害强的树种。

16.5.4.2 常见的环境保护绿化植物

(1) 落叶乔木有加拿大白杨、钻天杨、悬铃木、垂柳、沙枣、银杏、桑树、白榆、国槐、刺槐、泡桐、构树、合欢、朴树、乌柏、青杨、榉栎等;

(2) 常绿乔木有马尾松、广玉兰、桉树、樟树、桂花、女贞、冬青、棕榈、铁树、罗江松、华山松、侧柏、松柏、大叶冬青等;

(3) 落叶灌木及小乔木有枸杞、木芙蓉、木槿、接骨木等;

(4) 常绿灌木及小乔木有大叶黄杨、小叶女贞、凤尾兰、夹竹桃、珊瑚树、海桐、

山茶、八角金盘、月季等；

(5) 藤本植物有常春藤、牵牛、地锦等；

(6) 草皮有野牛草、羊胡子草、狗牙草、蜈蚣草、结缕草等；

(7) 花卉有美人蕉、玉簪、菊花、金鱼草、紫茉莉、仙人掌等。

绿化树种参考配比：

乔木60%	常绿乔木	70~30%
	落叶乔木	30~70%
灌木20%	常绿灌木	70~30%
	落叶灌木	30~70%
	草坪	15%
	花卉	5%

16.5.4.3 抵抗和吸收有害气体的绿化植物

主要的防污绿化植物如表1-16-17。

主要的防污绿化植物		表 1-16-17
防污染种类	绿 化 树 种	
1	2	
防 尘	构树、桑树、广玉兰、刺槐、银桦、槐树、梧桐、泡桐、悬铃木、女贞、乌桕、桧柏、夹竹桃、沙枣、榆树、侧柏等	
SO ₂	夹竹桃、海桐、大叶黄杨、广玉兰、山茶、女贞、珊瑚树、棕榈、冬青、梧桐、银杏、刺槐、垂柳、悬铃木、构树、凤尾兰、沙枣、加拿大白杨、樟树、苹果、李、杨树、合欢、云杉、桑树、玉兰、木槿、泡桐、罗汉松、桂花、侧柏等	
NO ₂	大叶黄杨、构树、凤尾兰、无花果、榆树、沙枣、槐树、刺槐、丝棉木等	
CO ₂	构树、夹竹桃等	
臭 氧	樟树、银杏、柳杉、海桐、夹竹桃、榉树、刺槐、冬青、悬铃木、日本女贞、梨树等	

16.5.5 绿化植物的株距及占地最小宽度

绿化植物的株距应根据树木的形态合理确定。树冠大的乔木株距应适当加大，树冠小或考虑疏伐取材者宜适当减少，一般以两棵树成长后能使树冠相接而不过多妨碍树木生长为原则。绿化植物占地宽度及栽植株见表1-16-18。

16.5.6 绿化指标及定员编制

(1) 绿化系数用下式表述：

$$\text{绿化系数} = \frac{\text{绿化面积}}{\text{矿区总面积}} (\%) \quad (1-16-4)$$

式中 绿化面积——包括树冠垂直投影面积、草坪、花卉及垂直绿化面积等。

(2) 绿化人员编制可按每公顷绿化占地面积1人左右计算，全矿应配备1~2名技术人员。

绿化植物占地宽度及栽植间距

表 1-16-18

植物名称	绿化植物最小占地宽度 (m)	栽植间距 (m)		备 注
		株 距	行 距	
单行乔木	2	3.0~6.0		
双行乔木	行距+1	3.0~6.0	3.0~4.0	
单行乔单行灌木	2.5~3.0		0.5~1.0	
绿 篱	整形	0.5~0.7		
	半自然形	0.8~1.2		
小灌木丛带	0.8	0.3~0.8		
中灌木丛带	1	0.75~1.0		
大灌木丛带	1.2	1.0~3.0		
防护林带 隔离林带	行距+1	乔木1.0~3.0 灌木1.0	1.0~3.0	通透3×3, 疏透2×3 紧密1.0~1.5×1.0 ~1.5

16.5.7 植物养护设备及绿化设施

植物养护设备的类型和数量,应根据矿山绿化面积的大小、机械设备的协作条件等确定。主要的绿化设备有:

- (1) 打药机(机动喷雾器):供喷洒虫药用;
- (2) 洒水车:用以浇水或冲洗树叶粉尘(可与矿区路面洒水车合用);
- (3) 升降机:供修剪树木整枝用;
- (4) 汽车:供运输树苗、树枝用(可与矿山杂用汽车合用);
- (5) 剪枝剪、剪草机、油锯、挖坑器等用具,供修剪绿篱、草坪、枝岔和植树用。

绿化设施包括办公室、职工休息室,工具器材库等。

16.5.8 绿化用水量

绿化用水量与地区气候条件,土壤种类,植物种类等有密切关系,综合用水量每 m^2 绿地面积约为0.3~0.9t。

16.5.9 绿化投资估算

绿化投资一般包括以下项目:

- (1) 树苗购置费;
- (2) 施工运杂费;
- (3) 设备购置费;
- (4) 其它未预计费用。

每公顷绿化面积的投资约在3.0~4.0万元左右。

16.6 矿山土地复垦

16.6.1 矿山土地复垦的基本要求

(1) 首先应根据采矿地质条件、发展远景及当地具体情况, 制定出矿山土地复垦规划。土地复垦规划要纳入矿山设计中开采、排弃计划, 其内容包括利用土地的方式、采矿复垦方法、回填岩石顺序等内容。

(2) 复土与修坡工作要保持与开采、排弃顺序相协调, 且尽可能利用矿山的采、装、运设备。

(3) 保持良好的土壤质量, 必要时原有的表土层须预先剥离、储存(包括采矿场或剥离物排弃场)。对有毒物料必须埋掉, 其埋深不小于1.0m, 保证植物生长的土壤酸碱度, 农作物的pH值一般以4~8为宜。

(4) 铺垫表土要保证植物的种植深度, 同时应进行必要的化学分析试验, 搞清土壤的物理机械性质和农业化学性质。

16.6.2 矿山土地复垦设计的主要基础资料

土地复垦设计主要基础资料如下:

- (1) 土壤资源资料, 包括较肥岩石、肥沃岩石、肥沃土及腐植土资源情况;
- (2) 水源资料, 包括地下水、地表水及其它供水资料;
- (3) 气象资料, 包括气候、降雨量等情况;
- (4) 植物资源资料, 包括农作物、林树牧草等;
- (5) 土地使用资料, 包括复垦区的地形、地貌及复垦土地的经济利用价值等;
- (6) 区分土壤分布及其厚度等的地形图、断面图资料;
- (7) 环境资源资料;
- (8) 农业调查资料及其它有关土地方面问题的上级指示和规定。

16.6.3 土地复垦、土地使用方式及种植植物的选择

影响矿山土地复垦与植物种植方式选择的主要因素有:

- (1) 废石材料的结构和含酸程度;
- (2) 废石堆的结构及其稳定性;
- (3) 废石的岩性;
- (4) 废石中的有毒元素;
- (5) 粉尘对植物的危害;
- (6) 废石的湿度;
- (7) 气候条件;
- (8) 地形条件对植物种植的适应程度。

矿山的土地复垦必须结合当地的具体情况, 充分考虑社会效益, 选择未来土地的复垦及使用方式。

未来土地的使用方式:

- (1) 农业复垦：将土地恢复供农业使用；
- (2) 林业复垦：恢复专门用于营造人工林、用材林的土地；
- (3) 牧业复垦：将土地恢复供种植牧草和植被绿化，恢复生态平衡；
- (4) 其它用途：例如可将采场改造成水库养鱼池或者尾矿池，以及恢复土地供建筑和其他生产用。

土地复垦植物的种植必须坚持“适地、适苗、适时”的原则。选择植物要适应复垦土地的地质和当地的气候条件。栽培植物要种植适时，灌溉、施肥、灭虫等管理工作也要适时。特别要注意优先选择“先锋植物”，即按贫瘠土壤的现状，选择对各抑制因素有耐力的植物，如鞍钢矿山研究所在东鞍山烧结厂尾矿场复垦试验中证明旱柳、刺柳、白榆、紫穗槐、沙棘、沙打旺、草木樨等是碱性尾矿沙地的适宜树种和草种。

16.6.4 土地复垦的基本步骤

16.6.4.1 表土的采集、储存和复用

在被破坏的土地上采集和保存土壤，是矿山土地复垦成功的关键，也是影响其成本的重要因素之一。一般情况下，首先将露天开采范围内的表土剥离，堆放在选定的位置储存起来，供以后复土用；或在其它地区，如剥离物堆排场、工业场地等有土壤资源的地方采集或储存土壤。

在表土的采集、储存中，应注意对肥沃土壤的采集、储存，以保证土地复垦的质量。对储存时间较长的土壤，还应考虑土壤的流失和侵蚀，一般应植被覆盖。

16.6.4.2 按合理的顺序进行排弃、回填

根据岩、土的物理机械性质及农业化学特征，按照岩土种类、性能和块度大小顺序排弃。一般为上土下岩；大块岩石在下，小块岩石在上；酸性岩石在下，中性岩石在上；不易风化岩石在下，易风化岩石在上；不肥沃的岩石在下，肥沃的岩石在上。

16.6.4.3 场地的整备

场地整备要有良好的稳定性；控制地面水源；搞清土地未来的用途；地表必须修坡。

16.6.4.4 铺垫表土

场地经修坡后，表土应均匀铺垫。原则上应在农业调查的基础上，按照各地区的植物种植和翻土深度要求确定复土厚度。

复土厚度的一般要求如下：

(1) 当覆盖底层废石为易风化的页岩等岩石时，复垦农业用地的表土铺垫厚度一般为0.5~1.0m，最小为0.2~0.4m；种植水稻时，不宜小于0.8m；当底层压实密度好，不漏水时，可减薄复土厚度；当复垦林业用地时，对风化严重的页岩之类的岩石，堆置后可直接植树，但最好让风化的页岩底层过2~3年后再复垦种植。

(2) 当覆盖底层废石为坚硬的不易风化的岩石复垦为农业用地时，应先在底层废石上铺一层1~2m厚的低肥效的岩石垫层，然后再铺垫表土。无垫层时，宜适当加厚复土层厚度，一般为1.0m。当复垦为林业用地时，应有20%的土质成分，即可按4:1的岩土混排堆置。

作农业用地，有条件时，再在土壤的表土层铺0.05m的腐植土。

表土覆盖以后，应设置供排水系统以减少雨水对表土的冲刷，或者天旱时能及时浇水。

抗旱。

16.6.5 矿山土地复垦类型

16.6.5.1 采空区土地复垦

开采埋藏较浅、呈缓倾斜或水平状赋存的矿体时,其采空区的土地复垦可按排土顺序进行(如建材601砂矿)。开采急倾斜、埋藏较深的矿床,开采后形成的深坑可用来堆存尾矿或作剥离物排弃场,也可用作蓄水库或辟为养鱼池。

16.6.5.2 剥离物排弃场土地复垦

我国矿山,有的在剥离物排弃场表面复土后种植水稻(如潘洛铁矿),麦子(如掖县铁矿、筱关铝土矿),大豆(如弓长岭铁矿);有的剥离物排弃场采用土岩混排,植树造林(如龙山石灰石矿);有的剥离物排弃场上部排弃页岩、片岩之类风化的岩石后直接栽树造林(如罗茨铁矿)。

我国部分矿山土地复垦概况

表 1-16-19

序号	矿山名称	矿山占地数量 (亩)	复垦土地数量 (亩)	土地 复垦率 %	复垦场所及方式	最小复土厚度 (m)
1	2	3	4	5	6	7
1	马兰铁矿	431 (包括荒地99亩)	499.5	115.8	主要在滦河边、 农业复垦	0.20~0.30
2	掖县铁矿	2376.5	327	13.8	剥离物排弃场农业 复垦,沿海边修 挡浪坝、挡河坝、筑 坝全长2.5~3.0km	0.30~0.40
3	潘洛铁矿	占荒山坡地	32		剥离物排弃场农业 复垦修运动场 9100m ² ,乐园1600 m ² ,堆场18300m ²	0.20
4	板潭锡矿	2735.5	1661.5	61.5	采空区农业复垦	0.80(其中0.20 为耕植土)
5	罗茨铁矿		约3600m ²		剥离物排弃场林 业复垦	砂板岩
6	龙山石灰石矿		约0.1km ²		剥离物排弃场林 业复垦	黄土石灰石混排 (1:4)
7	常德金刚石矿	6776	4266	73.9	采空区农业复垦	0.80
8	筱关铝土矿	3493	809.7	29.6	剥离物排弃场农业 复垦	0.50~1.0
9	南芬铁矿		250		尾矿场农业复垦	0.25
10	弓长岭铁矿		约20		剥离物排弃场农业 复垦	0.20
11	东鞍山烧结厂		38		尾矿场林业复垦	试 验 (1981~1983年)

我国部分矿山土地复垦概况见表1-16-19。

16.6.6 土地复垦指标

16.6.6.1 矿山土地复垦率

$$K_f = \frac{F_p}{F} (\%) \quad (1-16-5)$$

式中 K_f ——土地复垦率，%；

F ——被矿山工程占用和破坏的土地数量， m^2 ；

F_p ——土地复垦后被利用的土地数量， m^2 。

复垦率的大小，反映了被占用和破坏土地的恢复状况，从国内外实践表明，复垦率大小与矿体的赋存条件有关。一般情况，缓倾斜矿体（如粘土矿、河床砂矿、煤矿）的复垦高于急倾斜矿体（如金属矿）。据资料介绍，1971年以前，美国部分矿山的土地复垦率分别为：铜矿2.9%；铁矿4.3%；粘土矿35.1%；烟煤矿68%。

16.6.6.2 矿山土地复垦的成本估算及其经济效果

1. 矿山土地复垦成本的影响因素

矿山土地复垦的成本主要由下列因素决定：

覆盖层下部岩石的农业化学性质要求采集和铺垫覆盖岩土厚度；

覆盖岩土的运输距离；

土地复垦的机械化程度；

复垦工程组织。

2. 土地复垦成本包括的主要项目

土地复垦成本应包括表1-16-20所列主要内容。

土地复垦成本主要内容

表 1-16-20

项	目	备	注
采集表土层耕植土（表土）		采集属矿山剥离工作的一部分，这里只计算增加部分	
采集有种植可能的岩土		采集属矿山剥离工作的一部分，这里只计算增加部分	
剥离物排弃场场地整平		应作适当压实，有利于保持水分	
整平有种植可能的岩土		应作适当压实，有利于保持水分	
覆盖整平耕植土（表土）			
修建供、排土及道路系统			

3. 经济效果

我国一些厂矿的复垦经济效果见表1-16-21。

由上表可见，我国矿山土地复垦在农业上有比较明显的经济效果，一般复垦三年以后的土地，其粮食单位面积产量均能达到土地被破坏以前的产量。

一些厂矿复垦经济效益

表 1-16-21

矿 山 名 称	作 物 种 类	每 亩 产 量 (kg)	复 垦 方 式
马兰铁矿	花 生	75左右	尾矿池复垦
	小 麦	250左右	同 上
掖县铁矿	小 麦	200~250	废石场复垦
潘洛铁矿	水 稻	500左右	同 上
坂潭铜矿	水 稻	500	采空区复垦
常德金刚石矿	水 稻	500	采空区复垦
	棉 花	60(皮棉)	尾矿场复垦
敦关铝土矿	小 麦	350~400	废石场复垦
	玉 米	350~400	同 上
弓长岭铁矿	大 豆	150左右	同 上
南芬选矿厂	高粱、玉米	400左右	尾矿场复垦
	蔬 菜	4000	同 上
鞍钢烧结总厂	水 稻	250	同 上

16.7 矿山泥石流

16.7.1 矿山泥石流的特性

(1) 矿山泥石流发生的地点、性质及其大致的规模和可能危害的区域是能事先估计到的，并在相当程度上可以采取一些措施加以控制。

(2) 矿山泥石流通常发生在排土初期，随着剥离深度加大，所排出的岩石强度增高，排土场的边坡稳定将得以提高和加强，矿山泥石流也就逐渐减弱直至停止。

(3) 矿山泥石流固体物质补给区通常是一处或几处比较集中的地区，分布面积一般较小，这一特点给防治矿山泥石流的工作带来了有利条件。

(4) 矿山泥石流的规模一般是由大变小，到最后更小，发生频率由多变少，到最后停止；在性质上，由粘性到稀性直至接近清水流。

16.7.2 矿山泥石流的防治

16.7.2.1 矿石泥石流的预防措施

1. 合理选择剥离物排弃场场址

(1) 场址地形应当平缓，四周汇水面积不大，剥离物排弃场坡脚为凸出地面的高山或台地，无较大的河沟流经坡脚；

(2) 场内地表覆盖层与下伏基岩之间无地下水和软弱层，场内不应有较大滑坡、崩塌、自然泥石流等不良工程地质现象；

(3) 要注意剥离物排弃场下游农田水利，城镇居民，江河位置，交通运输及建构筑物的布设情况，还应注意剥离物排弃场下游要有适宜的地形、位置及良好的工程地质条件，以防剥离物排弃场万一发生泥石流后，有布置控挡设施的条件。

2. 慎重采用“高台阶”的排弃方法

不管废石物理力学性质的好坏，将一些粘性土堆成较高的台阶，容易使边坡失稳或造成坡面冲刷，形成矿山泥石流。

3. 消除地表水对剥离排弃场的不利影响

水是矿山泥石流形成的基本条件之一,如果没有水的作用,剥离物排弃场就是失稳,也不会形成矿山泥石流危害。

4. 有计划地安排岩土堆置

有条件时,土岩应尽量分开堆置,粘性土应在地形平稳、汇水面积不大的低台阶堆置。在沟底、坡脚、陡坡地段及积水处,应先排弃坚硬不易风化的岩石。

此外,十分重要的是加强剥离物排弃场地的技术管理。

16.7.2.2 矿山泥石流的治理措施

矿山泥石流治理措施是指泥石流已经产生后所采取的工程措施。若采取生物措施(如植树、种草),时间长,见效慢,故矿山目前多采用工程治理措施。

1. 拦挡泥石流措施

拦挡泥石流的措施是使泥石流受阻沉积,以达到使泥石流流量减少、速度降低、容量变小的目的。

1) 沟内设置拦挡矮坝(又称谷坊,砂坊)

主要用来拦截和拦蓄矿山泥石流泥砂的流出量,可在沟内多处设置,坝不宜太高,材料可以用普通土、干砌片石、浆砌片石、混凝土、金属格栅和毛竹,或用铁丝编织成方形、扇形及圆形的笼体,笼内再装石块。

2) 沟内或沟口设置拦淤高坝

高坝有比较大的库容,能保证发生最大泥石流时全部拦蓄。不但能拦淤泥砂,还兼有蓄水的作用。高坝可一次建成,但投资大,工期长,且施工技术要求高。

大宝山铁矿在剥离物排弃场下游15km处建造一座钢筋混凝土斜墙砌石坝,坝高15m,长100.2m,底宽119m,顶宽5.0m,总容重为1000万 m^3 ,用来拦截泥石流及蓄水。

若拦挡坝仅用来拦截泥砂,不用来蓄水,则可采用石笼筑坝,待坝内淤满后,再将坝逐渐加高。它是一种较理想的拦挡泥石流的工程措施。海南铁矿在治理泥石流的过程中,采用这种方法取得了良好的效果。

3) 沟口设停淤场

当剥离物排弃场下游沟道内设有合适的建坝条件、泥石流的规模又不大时,可在沟口外较开阔的场地修建停淤场,利用导流将泥石流导向预定的地点,使粘性泥石流逐渐粘附在流过的地面上,使稀性泥石流中的石块失去动力停积下来。

当泥石流的规模很小时,还可采取挖坑沉淤的办法,使大量的泥砂沉积下来,以减轻雨季对下游的危害。例如广东石炭铜矿将岩土堆置在平缓的山坡上,岩土中有82%的黄土,每逢雨季,泥石流就危害农田,矿内在剥离物排弃场周围挖坑沉淤,雨水澄清后再排走,以减轻黄泥水对农田的危害。

4) 在排土场坡脚修建拦挡构筑物

由于矿山泥石流的固体物质补给区就是剥离物排弃场的堆积区,故有条件时应尽量将构筑物设置在剥离物排弃场的坡脚,或距坡脚一定距离,以便稳住或拦挡排土场的坡脚,防止岩土滑动与山沟洪水汇合形成矿山泥石流。

2. 排导及跨越泥石流的措施

排导及跨越泥石流的目的,是引导泥石流顺利通过被防护的对象,使其不直接受到危

害,它完全是一种躲避性的防治措施,从根治泥石流和保护自然环境观点来看,它是一种消极的防治办法。

排导及跨越措施一般有下列几种:

- (1) 设置排导沟,急流槽,导流堤等排导措施。
- (2) 采用桥梁、涵洞、隧道、明洞,过水路面及渡槽等跨越措施。

16.7.2.3 矿山泥石流防治措施类型

矿山泥石流的防治措施类型见图1-16-1。

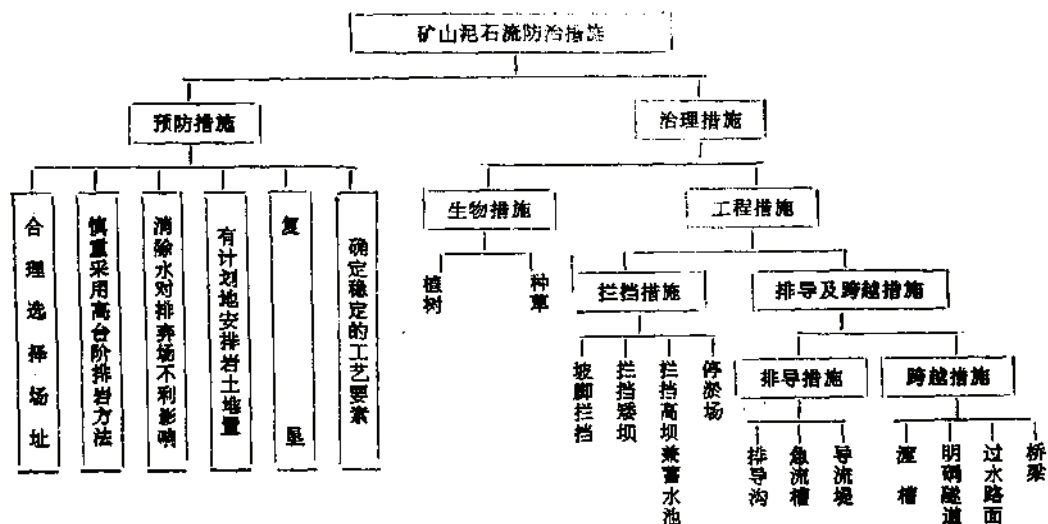


图 1-16-1 矿山泥石流防治措施

16.8 矿山环境监测

16.8.1 概述

矿山企业环境监测工作是矿山环境保护的基础,是掌握矿山环境污染状况、评价环境保护设施、判断环境质量,执行环境保护法规的必要手段。

矿山的环境监测工作是通过其设置的环境监测站(组)进行的。

伴生有放射性矿物的矿山,对其放射性矿物污染状况的监测可委托有关单位承担。必须设置放射性矿物监测的矿山,应按国家有关规定进行。

16.8.2 矿山环境监测站(组)的工作任务

矿山环境监测站(组)的工作任务一般如下:

- (1) 依据国家和区域环境法规,对矿山的污染源和生产区及职工生活区的环境开展日常的例行监测工作;
- (2) 对矿山的污染源进行全国调查、分析、研究,掌握本矿山主要污染物质的排放情况及对周围环境的影响;
- (3) 负责矿山污染事故的调查分析工作;

- (4) 参与本矿山新建及改建、扩建工程的验收工作;
- (5) 开展环境监测的科学研究工作;
- (6) 承担上级下达或外单位委托的其它环境监测工作。

16.8.3 矿山环境监测站(组)的机构组成与工作制度

监测机构组成如下:

- (1) 化学分析室: 包括水质分析室、大气分析室、烟尘分析室、渣灰分析室、生物分析室、制水制剂室、天平室、比色计室等;
- (2) 仪器分析室: 包括原子吸收室、气相色谱室、极谱室、噪声室、气象室等;
- (3) 行政后勤室: 包括办公室、更衣休息室、仪器维修室、药品库、毒品库、酸库、车库、传达室等;
- (4) 资料情报室。

上述组成可根据矿山生产规模及污染源的种类和数量决定分设还是相近的室合并设置。

工作制度为每天一班, 每班工作 8 h, 年工作日为 306d;

仪器设备年工作 2250 h;

人员年工作 2300 h。

16.8.4 矿山环境监测的内容、项目和制度

16.8.4.1 监测内容

矿山环境监测内容一般如下:

- (1) 矿区环境大气;
- (2) 矿区内各车间及生活区外排污水的排放口;
- (3) 矿山用水源;
- (4) 烟道气(含锅炉)中的烟尘和烟气;
- (5) 环境噪声。

16.8.4.2 监测项目

矿山环境监测项目一般包括:

- (1) 环境大气的监测项目: 总悬浮颗粒物、降尘、二氧化硫、氮氧化物、一氧化碳;
- (2) 矿区内各车间及生活区外排污水的排放口监测项目: 流量、pH、悬浮物、COD、硝基苯类、氰化物、酚、汞、铅、砷、油、 BOD_5 、电导率、碱度、硬度、溶解氧、大肠杆菌等;
- (3) 矿山用水水源的监测项目: 用水量、pH、悬浮物、总硬度、COD、酚、氰、油、六价铬、氟、硝基苯类;
- (4) 烟道气(含锅炉)的监测项目: 烟尘浓度、二氧化硫、一氧化碳、氮氧化物、烟气流量;
- (5) 噪声的监测项目: 85dB以上的设备噪声、生产区噪声、生活区噪声。

16.8.4.3 监测制度

矿山环境监测制度一般如下:

(1) 环境大气监测: 降尘每月一次, 其余均为每季一次, 每次连续 5 天, 每天间隔 4~6 时, 采一次样, 每日采 3~4 次。一般在每季的第一个月中旬进行。

(2) 各种外排污水每月监测 3 次, 每次一天, 间隔采样不少于 3 次。

(3) 水源监测每月一次, 每次一天, 间隔采样不少于 3 次。

(4) 烟道气每季监测一次, 每次一天, 间隔采样不少于 3 次, 连续稳定污染源每半年监测一次, 每次一天, 间隔采样不少于 3 次。

(5) 噪声: 生产区和生活区噪声每年监测一次。85dB 以上设备和厂房噪声第一次彻底查清以后只测治理或增加设备的噪声。

16.8.5 矿山环境监测项目的监测分析方法

矿山环境的监测项目均应按国家规定的《污染源统一监测分析方法》和《环境监测分析方法》进行监测。

(1) 矿区环境大气监测分析方法见表 1-16-22。

大气监测分析法

表 1-16-22

项 目	方 法 I	方 法 II
1	2	3
降 尘 量 总悬浮颗粒物 二 氧 化 硫 氮 氧 化 物 一 氧 化 碳	集尘缸法 大容量采样器称重法 盐酸副玫瑰苯胺比色法 盐酸苯乙二胺比色法 气相色谱法	库仑法 库仑法

(2) 外排污水及供水水源监测分析方法见表 1-16-23。

外排污水及供水水源监测分析法

表 1-16-23

项 目	方 法 I	方 法 II	方 法 III
流 量 pH 值 悬 浮 物 COD 硝基苯类 氰 化 物 汞 铅 砷 硫 化 物 油 BOD ₅ 电 导 率 碱 度 硬 度 溶 解 氧	流速仪法 玻璃电极法 滤纸法 重铬酸钾法 还原—偶氮比色法 吡啶—巴比妥酸比色法 冷原子吸收法 原子吸收分光光度法 二乙基二硫代氨基甲酸银比色法 对氨基二甲苯胺比色法 重量法 BOD ₅ 标准稀释法 电导仪法 容量法 硬度计算法 碘量法	流量堰法 精密试纸法 高锰酸钾法 硝酸银滴定法(高) 双硫腙比色法 双硫腙比色法 砷蓝法 碘量法 紫外分光光度法 EDTA 滴定法 高锰酸钾修正法	极谱法

(3) 烟道气监测法见表1-16-24。

烟道气监测法

表 1-16-24

项 目	方 法 I	方 法 II
烟 尘	重量法	
二氧化硫	碘量法	盐酸副玫瑰苯胺比色法
氮氧化物	二磺酸酚法	盐酸萘乙二胺比色法
一氧化碳	奥氏气体分析器吸收法	检气管法
烟气流量	皮托管法	

(4) 噪声监测采用声级计。

(5) 气象监测是为环境大气监测服务的。其项目有风向、风速、温度、湿度、气压，与环境大气中的总悬浮颗粒物、二氧化硫、氮氧化物的监测同时进行，监测方法是采用气象观测仪。

16.8.6 矿山环境监测工作量的确定

矿山环境监测工作量一般是指在单位时间(年)内需要完全监测项目的数量。

监测工作量是由监测点数、每个监测点年采样数和每个样监测分析项目的多少决定的。

16.8.6.1 监测点的确定

(1) 环境大气监测的布点方法分同心圆布点法、功能区布点法和网格布点法。

一般矿山多综合采用功能区和网格布点法并考虑当地的气象和地形情况设监测点。大中型矿山生产区监测点一般为4~7个，中小型矿山生产区为2~4个，职工生活区一个区域设一个点，另设对照点一个。

(2) 矿山所有的污水外排口都必须设点监测。凡国家标准规定的一类污染物的车间排放口或处理设施排放口也必须设点监测。

由于矿山条件十分复杂，因此各个矿的矿岩元素组成和外排口数量差别很大。多金属共生矿和外排口多的矿山，监测项目要齐全，外排口多的矿山可根据污水来源适当减少监测项目。

(3) 烟道气(含锅炉)的监测布点按《污染源统一监测分析方法》执行。监测采样点选在每个净化设备的出口适当位置处。

(4) 噪声监测点的数量依噪声源的数量和矿山的规模及各功能区的分布情况而定。

16.8.6.2 监测工作量的确定

矿山环境监测站(组)的年监测工作量可依下式计算：

年监测工作量 = 监测点数 × 年监测采样数 × 一个样的分析测定项目数 × 备用系数

环境大气、烟道气、各种污水和供水水源的监测工作量应分别进行计算。噪声可不进行计算。

备用系数一般取1.2~1.3，它是考虑到除例行监测外，还有一些非例行的临时性的监测项目。

16.8.7 矿山环境监测站设计总面积、总定员和监测设备投资的暂行控制指标

16.8.7.1 黑色冶金矿山企业的暂行控制指标

1. 总面积控制指标

I 类为 650~950m²; II 类为 350~650m²; III 类为 80~150m²。

2. 总定员控制指标

I 类为 23~46 人; II 类为 17~28 人; III 类为 5~7 人。

3. 监测设备投资控制指标

I 类为 18~26 万元; II 类为 9~16 万元; III 类为 2~4 万元。

16.8.7.2 环境监测站的分类

部辖独立矿山公司(具有采矿、选矿及大型机修厂等)设 I 类环境监测站; 大型独立矿山, 包括远离矿山公司或冶金厂的附属大型矿山设 II 类环境监测站; 中、小型独立矿山, 包括有重点污染源的矿山公司所属的大、中型矿山, 一般设 III 类监测组。

16.9 环保机构及职工定员

环保机构的设置, 应根据矿山建设和生产过程中对环境污染的程度及企业规模的大小确定, 一般大型矿山可设置环保科; 中小型矿山可建立环保班(组)或设置环保专业人员。

矿山企业环保机构的定员, 应根据企业规模 and 环境污染的条件来配备。在编制职工定员时, 应和矿山企业的整个职工定员一起进行编制, 其生产人员和非生产人员的确定原则以及编制办法, 和企业是一致的。矿山企业中的环保人员主要包括:

- (1) 矿山环保管理人员;
- (2) 矿山环保监测人员;
- (3) 矿山环保科研人员;
- (4) 污水治理人员;
- (5) 矿山企业防尘人员(包括除尘设备操作人员);
- (6) 环保设备检修人员;
- (7) 矿区绿化人员;
- (8) 复垦造田人员;
- (9) 其他人员。

冶金重点企业环保人员组成

表 1-16-25

年 份	管理人员 %	监测人员 %	科研人员 %	其它人员 %	环保人员占职工 总 数
1973	3.40	1.44	0.26	94.90	0.26
1978	5.78	4.79	1.52	87.91	0.42
1979	7.53	5.29	1.39	85.79	0.52
1980	9.48	6.28	1.24	83.02	0.71
1981	9.12	6.85	1.24	82.79	0.91
1982	8.95	7.30	1.50	82.25	1.18

表1-16-25是一些环保机构人员组成的统计资料(1973~1982年)。

表1-17-26是鞍钢矿山公司环保人员统计表。

根据上述资料,考虑到今后矿山企业的生产发展情况,矿山企业环保人员占矿山总人数的比例为2~6%;污染严重和治理工作量大的矿山企业取上限。

矿山企业环保各类人员占环保人员的比例可参阅表1-17-27所推荐的数据。

鞍钢矿山公司环保人员统计表(1981~1984年)

表 1-16-26

年 份	总 人 数	环 保 人 数	环保人数占 %
1981	56332	422	0.75
1982	57502	481	0.84
1983	52891	312	0.59
1984	58943	445	0.75

环保机构各类人员占环保人员比例

表 1-16-27

类 别	所 占 比 例 %	备 注
1	2	3
管理人员	10	其中: 80%为科技人员
监测人员	20	其中: 20%为科技人员
科研人员	5	其中: 80%为科技人员
生产人员	65	

16.10 环保投资分析及经济评价

16.10.1 投 资 范 围

矿山企业环保设施的投资,是矿山基建总投资的一部分,应单项计算和列出。环保投资的范围是指用以治理污染、保护环境、保持生态平衡、促进资源的合理利用所需的设备装置和工程设施费用,在工艺生产中所必需,而主要是为环保服务的设施费用,亦应属于环保设施费用范围。

对生产工艺中需要排放烟尘和抛弃未处理的废渣、废水等,因环境保护的要求和规定而变更其投资时(如生产设施和运输设施等的投资),这些投资仍应属于生产基建投资,不能划属环保投资。

根据矿山企业的生产情况,环保工程投资主要有以下几方面:

- (1) 三废处理设施;
- (2) 除尘设施;
- (3) 污水处理设施;
- (4) 噪声防止设施;
- (5) 绿化;
- (6) 放射性防护;
- (7) 环境监测设施;

- (8) 复垦造田;
- (9) 其他项目。

16.10.2 投资的来源

环保投资来源大致有以下几个方面:

- (1) 新建及改扩建项目的工程基建投资;
- (2) 主管部门和企业自筹资金;
- (3) 排污回扣费, 即环保补助资金。这种补助一般不得高于其所缴纳排污费的80%;
- (4) 生产单位的产品利润留成。

16.10.3 投资的确定

环保工程投资的多少, 应根据矿山建设的客观条件和要求程度而定。例如风景游览区, 各种自然保护区域和生活居住区等, 要求严格, 环保工程投资要多些; 对一些地少人稀的地区, 满足一般要求即可。环保的标准要考虑到人民的要求并与经济发展水平相适应。

鞍钢各矿山环保投资比例 (1982年) (万元)

表 1-16-28

矿 山 名 称	固定资产总值	环保固定资产	环保投资占总投资 %
大孤山矿	25660	23	0.09
东鞍山矿	13673	76.88	0.56
齐大山矿	8969.4	—	—
眼前山矿	11909.4	242.9	2.0
弓长岭矿	43527.8	233.71	0.54
甘井子矿	1759.0201	92.88	5.3

由上述各表可知, 一些厂矿的环保工程投资比例, 相差是较大的, 这是与过去投资范围的划分有关, 一些环保投资未全面统计。

16.10.4 环境经济评价

环境影响的经济评价是指建设项目开发初始, 不仅要考虑环境质量影响, 而且还要考虑其环境影响对环境经济带来什么后果。

环境经济评价工作的目的, 是预测开发建设项目将产生的经济影响, 并对环境污染损害进行估算, 以对环境保护措施进行经济效益分析。

结合矿山经济评价和目前设计程序及深度, 可以分为初步评价和详细评价。

16.10.4.1 初步评价

1. 评价程序

工业开发项目进行初评时, 其程序如下:

- (1) 准备工作, 收集有关评价资料和数据;
- (2) 调查研究, 处理数据和分析资料, 确定评价范围和方法;
- (3) 评价工作, 初步分析评价作出结论, 预测开发建设项目选址和设计方案的合理性。

2. 评价方法

1) 环保投资与工业生产总值比较

环保投资与工业生产总值比例 (T_z) :

$$T_z = \frac{T+Y+G}{GE} \times 100\% \quad (1-16-6)$$

式中 T ——环保投资费用; Y ——环保运行费用, 即投资后维持运转所必须投入的资金; G ——经济费用, 包括税金、利息、赔款等财务活动费; GE ——工业生产总值。

2) 环保投资与基建投资的比较

环保投资与基建投资的比例 (T_j) :

$$T_j = \frac{T+Y+G}{J_i} \times 100\% \quad (1-16-7)$$

式中 J_i ——基建投资;

其他符号同式 (1-16-6)。

3) 环保投资与污染损失的比较

环保投资与污染损失的比例 (T_s) :

$$T_s = \frac{T+Y+G}{W_s} \times 100\% \quad (1-16-8)$$

式中 W_s ——环境污染总损失;

其他符号同式1-16-6。

4) 环保措施基建投资的总经济效益

$$Z_j = \frac{\sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m JS_{ij} - Y}{Z_i} \quad (1-16-9)$$

式中 Z_j ——总经济效益; JS_{ij} ——环保投资的 j ($j=1, 2, 3, \dots, m$) 个项目可防止 i ($i=1, 2, 3, \dots, n$) 项损失的经济效益, 此项可按不进行环保投资造成的损失计; Z_i ——环保设施基建总投资。

开发建设项目进行初步的环境影响评价(初评)时, 应按上述四项计算作分析比较。通过对 T_z 和 T_j 两项比例关系的计算, 并与国内同行业进行比较, 可反映出环保投资效益是否先进。

通过 T_s 的计算, 可以看出环保投资是否必要, 是否合理; 此外, 还可通过 Z_j 的计算公式来进行验算。

表1-16-29是鞍钢矿山公司历年环保投资与总投资、总产值比值的实际资料。

表1-16-30是部分国家的 T_j 、 T_s 值。

表1-16-31是一些国家环保投资与污染损失费用的比例。

16.10.4.2 评细评价

1. 评价程序

鞍钢矿山公司一些矿山的 T_f 、 T_e 值

表 1-16-29

矿山名称	1981年		1982年		1983年		1984年	
	T_f (%)	T_e (%)	T_f (%)	T_e (%)	T_f (%)	T_e (%)	T_f (%)	T_e (%)
大孤山矿			0.69					
东鞍山矿			0.66				0.56	1
齐大山矿	0.45	0.67	—				0.50	0.82
眼前山矿			2.0					
弓长岭矿	0.48	1.31	0.64				0.2	0.9
甘井子石灰石矿	0.02	6	6.8		1	2.3	4	0.28
瓦房子矿					0.15	0.9	0.3	2
矿山公司	0.296	0.927	0.39	1.3				

部分国家防治污染投资相对比例 (1979年)

表 1-16-30

国	家	T_f (%)	T_e (%)
日	本	4	3.5~5
美	国	3.4	2~2.5
荷	兰	2.7	—
瑞	典	1.2	—
西	德	2.3	1.8
挪	威	0.5	
中	国	3.4	1.54
鞍钢矿山		0.02~5.3	0.28~5.0 (1981年~1984年)
鞍	钢	1.74~2.01	2.44~3.63 (1981~1984年)

不同国家环保投资与污染损失费用比例

表 1-16-31

国	家	T_e	年	份
苏	联	1:10		1970年
美	国	1:3		1970~1975年
发	展国家	1:2.5~3		

- (1) 分析研究初评结论, 核实数据, 广泛收集资料;
- (2) 深入调查研究, 鉴别与社会经济因素有关的环境问题;
- (3) 进行数理统计分析和方案比较;
- (4) 作出详评结论, 预测社会经济因素的影响, 落实开发建设项目的设计方案。

2. 评价方法

1) 费用-效益分析

这是环境评价的重要环节之一。环境问题的费用-效益分析, 包括环境的社会费用, 涉及到生态和社会的环境目标、环境质量标准、技术和经济可行性等方面, 许多经济影响和社会影响, 有的能够定量计算, 有的就无法以数量来表示。

费用应包括三个部分:

(1) 基本费用, 指投资和运行费用, 即建设该项目和投产后维持运转所必须投入的资金;

(2) 辅助费用, 为充分发挥该项目的效益的有关费用;

(3) 社会费用, 如建设一个化工厂所造成的外部影响费用。

效益包括三个部分:

(1) 经济效益, 指该项目直接提供的产品或服务的价值;

(2) 间接效益, 指有关派生活动增加的收益;

(3) 社会效益, 如建设一个水库对改善局部气候和美化社会环境的效益。

上述社会费用和社会效益一般是不能数量化的。因此在计算中, 偏重于基本费用和经济效益两项。

计算费用和效益时, 所采取以下办法对不同的环境影响估算其货币值:

(1) 环境影响涉及到生产性资源(土地、鱼场、水库)的损害时, 可通过对这些资源产出的减少作一项估算。如农作物减产、捕鱼量下降、灌溉及发电量减少等, 大体上计算出损失的数量值。

(2) 环境影响涉及到人体健康和安全的损害时, 这种评价比较困难。一般可根据因环境污染而影响的工人发病率和过早死亡率, 使劳动生产率下降, 或丧失劳动能力所造成的经济损失进行估算。

(3) 环境影响涉及到游览和娱乐方面的损失时, 一方面是通过调查, 估算出人们在游览方面的开支, 作为游览娱乐价值的间接计算方法。另一方面是对已被污染或尚未污染的地段的地产价值做一比较, 并用来推算因环境恶化造成游览价值损失的费用。

在环境影响的费用-效益分析中, 最常用的评价方法是效益和费用比值法, 计算公式如下:

$$BC = \sum_{t=1}^n \frac{B_t}{(1+d)^t} / \sum_{t=1}^n \frac{C_t}{(1+d)^t} \quad (1-16-10)$$

式中 BC ——效益与费用比例;

B_t —— t 年的工程年效益;

C_t —— t 年的工程年费用;

t ——计算年限, 年;

d ——折现率。

评价经济效益的标准应该是 $BC \geq 1$ 。

效益必须大于费用, 即比值至少是 1, 否则的话, 该方案从经济上来说是不合理的。

2) 环境代价计算和分析方法

环境代价是开发建设项目的环保投资(防治环境污染的费用)加上环境损失(因环境污染引起的损失)之和。

开发建设项目的环境代价包括直接代价和间接代价两大部分, 以公式表示如下:

$$C = C_d + C_{i,d} \quad (1-16-11)$$

式中 C ——开发项目的环境代价, 元;

C_d ——开发项目的直接环境代价, 元;

$C_{i,d}$ ——开发项目的间接环境代价, 元。

在计算环境代价时,为消除环境影响而付出的代价(防治污染费用)比较容易确定,而确定由于危害环境而付出的代价(污染损失)则比较困难。例如按有关法律条文,协议付出的罚款,赔款可看作这种代价的一种表现,但带有较强制性的人为规定,有时未必能真正反映环境代价。

间接环境代价的确定,需在预测环境影响的类型、程度、范围的基础上进行。有些项目比较容易确定,例如农作物减产数、森林破坏等。另外一些项目则比较难以确定,如生态系统受到破坏、人体健康受到影响等。对于这些项目通常可给出估计数或范围。

所考虑的各项环境代价,都应包括在开发项目进行的全过程中付出的环境代价。例如对某矿山来说,应包括基建投产、直至全部生产的各个时期的污染影响,而不只是投产期间。

环境代价计算和分析方法是进行环境经济分析的有效手段。根据调查和推算,可求得开发建设项目设计方案的直接环境代价和间接环境代价。再按开发活动的生产量除环境代价,计算出单位产品的环境成本,然后通过采取环境防治措施和不采取环境防治措施的环境代价的计算,并进行分析,并得出:计入环境成本后的单位产品成本和不采取环境防治措施的单位成本。

采取环境防治措施与不采取防治措施相比较后,可求得每万元环境防治投资的收益,以及单位产品所降低的成本。

第十七章 技 术 经 济

责任编辑单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

编 写 人 李振宗 关明峻 刘志贤

17.1 职工定员及劳动生产率计算

17.1.1 职工定员的编制

17.1.1.1 职工定员分类

企业设计的职工定员，分为直接生产人员和非直接生产人员两类进行编制。

(1) 直接生产人员包括：从事企业生产的采矿、采准、切割、掘进、剥岩(土)、运输、提升、通风、压气、地质测量、破碎、调度等生产工人和企业辅助设施、附属设施的生产工人(如：机修、汽修、电修、供水、排水、“三废”治理与综合利用、原材料及燃料供应、化验检验、生产仓库保管等工人)，为生产车间和辅助生产车间从事生产活动(包括为企业产品设计、科研、生产调度)的工程技术人员。

(2) 非直接生产人员包括：企业管理人员、服务性人员、其他人员三个部分。

管理人员：是指在企业各职能机构从事行政、生产、财经、技术管理和党政工作的人员(包括在科室内从事技术工作的工程技术人员)。

服务性人员：是服务于职工生活或间接服务于生产的人员，如勤杂人员(不包括车间勤杂工)、警卫消防、职工食堂、职工住宅管理维修、浴室、托儿所、话务员、采暖锅炉、理发、印刷、生活日用汽车司机、文教卫生人员(指职工医院、疗养院、保健站、广播员、俱乐部和图书馆管理、职工子弟学校、职工教育等)。

其它人员：指病、伤假和脱产学习、从事农副业生产及援外等在六个月以上的人员(此项在企业定员中不进行编制)。

17.1.1.2 企业设计定员编制

(1) 编制设计定员表按表1-17-1的格式编制

企业设计定员表

表 1-17-1

工作单位 与 工种名称	职 称	昼 夜 出 勤 人 数				在 人 系 数	在 册 人 数	备 注
		一 班	二 班	三 班	合 计			

(2) 全部直接生产人员的昼夜出勤人数和部分非直接生产人员的岗位定员(如警卫消防人员、生活汽车司机等)。

(3) 在册人员系数：

$$\text{在册人员系数} = \frac{\text{全年工作天数}}{306 \times \text{出勤率}} \quad (1-17-1)$$

企业工作制度有连续工作制度和间断工作制度两种。间断工作制度年工作日为306天；连续工作制度年工作日为365天。有色矿山为330天。地下矿和中、小型露天矿一般采用间断工作制，大型和特大型露天矿都采用连续工作制。

露天矿山工人出勤率一般为94~95%；地下矿山工人出勤率一般为92~93%。

按以上数据，计算的在册人员系数列于表1-17-2。

在册人员系数表

表 1-17-2

工作制度	地下矿山	露天矿山
连续工作制365天	1.28~1.29	1.25~1.27
330天	1.16~1.17	1.14~1.15
间断工作制306天	1.08~1.09	1.05~1.06

在册人数的计算可按下列计算方法：

在一个工段内，各工种可以互相替换时，可按一个工段的合计岗位定员乘在册人员系数得在册人数。

在一个工段内，各工种不能互换时，则应按工种分别乘在册人员系数得在册人数。

直接生产人员中的工程技术人员和非直接生产人员(除个别岗位如调度员、话务员外)，均不考虑在册人员系数。

非直接生产人员数，根据国家计委〔72〕计劳字48号文和冶金部〔72〕基字第2241号文中要求将非直接生产人员比例控制在企业职工人数的18%以内。

管理人员与服务性人员的编制，在企业定员设计中只列出政工人员、行政、工程技术人员和服务性人员的各类总人数，而不列其明细定员表。

17.1.2 劳动生产率计算

全部设计定员均参加劳动生产率计算。在黑色冶金矿山设计中，一般只计算全员劳动生产率和生产工人劳动生产率。当为采选联合企业时，采矿和选矿应分别计算。有色冶金矿山设计中，凡是采选联合企业，除应计算全企业全员劳动生产率和生产工人劳动生产率外，还应计算采矿全员劳动生产率和采矿工人劳动生产率以及井下全员劳动生产率和井下工人劳动生产率。露天矿和地下矿按矿岩总量和原矿产量分别计算。有时也按产值计算。其计算公式为：

$$\text{企业全员劳动生产率} = \frac{\text{年产量}}{\text{全员人数}} \quad (1-17-2)$$

$$\text{企业生产工人劳动生产率} = \frac{\text{年产量}}{\text{生产工人数}} \quad (1-17-3)$$

$$\text{采矿全员劳动生产率} = \frac{\text{年产量(或采剥掘量)}}{\text{采矿全员人数}} \quad (1-17-4)$$

$$\text{采矿生产工人劳动生产率} = \frac{\text{年产量(或采剥掘量)}}{\text{采矿生产工人数}} \quad (1-17-5)$$

$$\text{井下工人劳动生产率} = \frac{\text{年产量(或采掘量)}}{\text{井下生产工人数}} \quad (1-17-6)$$

$$\text{产值劳动生产率} = \frac{\text{年工业总产值}}{\text{全员人数(或生产工人数)}} \quad (1-17-7)$$

采选联合企业分别计算采矿选矿的劳动生产率。采矿计算至选矿厂原矿仓为止，选矿计算至精矿仓止。

采、选联合企业其辅助生产人员和非生产人员的分摊方法为：

(1) 对供电，供水设施人员分别按采矿、选矿车间的设备用电量和用水量进行分摊；

(2) 机修设施人员按设备的总重量分摊；

(3) 全矿的非生产人员（管理人员，服务性人员）按采矿，选矿直接生产工人人数比例分摊。

17.2 基建投资和流动资金计算

17.2.1 基建投资计算

在初步设计阶段，基建投资的计算，是按概算编制办法进行计算各专业投资。

项目可行性研究阶段，根据国家计委计资[1984]1684号文要求，投资估算的精确度，要控制在“和初步设计概算的出入不得大于10%”的幅度内。因此，可行性研究投资估算，一般按概算编制方法进行计算。

项目建议书，初步可行性研究，矿床开采评价和初步设计中各种设计方案比较，基建投资都按投资估算方法计算。但有时由于工程复杂，又没有适合的扩大指标选取时，也可按设计概算指标进行计算。

项目投资计算，各专业一般以工程项目的子项分别按建筑工程（包括剥离工程和井巷工程）、设备、安装工程、工器具购置及其他费用计算（即：按概算表一，表二，表三格式计算），汇总后再计算未预见工程和勘测设计及科研试验费等。

项目建设期基建贷款利息，按中国人民建设银行计资[1984]2580号文规定不列于建设项目设计概算，但应计入建设项目的总费用中。

17.2.1.1 基建投资计算及各项费率的选取

1. 建筑工程费（包括剥离工程费及井巷工程费）

根据设计文件或设计定额确定基建工程量，基建工程单价选用扩大指标或概算指标。选用的指标应注意是否包括间接费（即管理费），如选用的单价不是本地区的单价时，还应加上地区差价。因此建筑工程费 = 直接费 × (1 + 地区差价费率) × (1 + 间接费率)。井巷工程应包括辅助车间服务费和间接费，非本地区单价时，还应加上地区差价。建筑工程基本建设间接费率（即施工管理费费率）见表1-17-3。

2. 设备购置费

设备分需安装和不需安装的两种。需安装的设备，其购置费应包括设备原价（标准设备按国家各部，省、市，自治区统一规定的现行出厂价格，非标准设备按各主管部批准的

冶金建筑安装工程专用施工管理费定额

表 1-17-3

序号	类 别	计 算 基 础	费 率 (%)	备 注
1	2	3	4	5
一	大型土石方工程			(1) 土石方指场地整平, 建筑物管道沟基础
1	人工施工	基本工资	80	挖填方
2	机械施工	直接费	21	(2) 大于1万立方米为大型, 小于者按一般土建工程取费
二	打桩工程	直接费	12	①预制的进入直接费 ②现场制作的按一般土建工程取费
三	金属结构制作	直接费	9	大批量按吨取费。
四	钢筋混凝土预制件	直接费	13	
五	门窗制作	直接费	20	
六	金属结构件安装工程	直接费	7	全钢结构厂房或金属结构等
七	预制钢筋混凝土安装	直接费	7	
八	一般土建工程			
1	第一类地区	直接费	21	
2	第二类地区	直接费	20	
3	第三类地区	直接费	19	
九	铁路上部建筑工程	直接费	6	
十	工业炉砌筑工程	直接费	14	
十一	管道安装工程	基本工资	200	
十二	机电设备安装工程	基本工资	177	
十三	矿山井巷工程	直接费	33	包括开拓和铺轨(自营)
	矿山井巷工程	直接费	17	
十四	矿山剥离工程	直接费	21	
十五	矿山尾矿设施工程			按工程内容分别按一般土建, 大型土石方, 管道安装工程取费

注: 一类地区: 黑龙江、吉林、内蒙古、甘肃、青海、新疆、宁夏、西藏。

二类地区: 北京、天津、辽宁、河北、山西、陕西、山东、河南、贵州、四川。

三类地区: 一、二类地区以外的地区。

制造厂的报价或参考有关资料进行计算) 及运杂费和安装费。运杂费及安装费均按设备原价之百分数计取。非安装设备的购置费包括设备原价和运杂费及组装费。根据机械工业部(84)机财字207号文, 计算投资时, 还应按设备原价再增加15%的浮动价。因此需安装的设备购置费 = 设备原价 × (1 + 运杂费率) × (1 + 安装费率) × (1 + 设备浮动费率)。

非安装的设备购置费 = 设备原价 × (1 + 运杂费率) × (1 + 组装费率) × (1 + 设备浮动费率)。

设备运费率, 安装费率及组装费率见表1-17-4, 及表1-17-5, 及表1-17-6。

3. 职工生活福利设施投资的计算

按人数计算, 根据国家基本建设委员会(81)建发设字384号文规定, 民用建筑综合指标按每一职工16~24m²设计, 严寒地区可增1m²左右, 边远地区和偏僻矿区的综合指标, 可增加1~1.5m²左右。

4. 其他工程费用

工程设计中, 其他工程费用包括: 土地、青苗、工程设计等补偿和安置补助费, 建设

设备运杂费率

表 1-17-4

序号	地 区	费率 (%)
1	吉林、辽宁、上海、北京、天津、	4
2	江苏、浙江、河北、黑龙江	4.5
3	山西、山东、安徽、内蒙	5
4	江西、湖北、河南	5.5
5	湖南、福建、陕西	6
6	广东、宁夏	6.5
7	四川、广西、甘肃	7
8	青海、贵州、云南	8
9	新疆、西藏	10
10	海南岛	15
11	现场自制设备或库存设备	0.5

注：设备运杂费率为占设备原价%。

机械设备安装费率

表 1-17-5

设备分类名称	安装费率 (%)	每吨设备安装费 (元)	备 注
竖井提升设备	4	-	
斜井提升及运输设备	3	-	1.斜井提升 2.斜坡卷扬 3.无极绳卷扬 4.自动卷扬
矿井通风设备	4.5	-	
压气设备	3	-	
排水设备	4	-	
机修设备	2	40	不需要安装的设备不计安装费
破碎筛分设备	2.5	70	适用于独立生产厂
架空索道设备		100	站内设备
		250	线路设备

设备组装费率

表 1-17-6

设备名称	组装费率 (%)
准轨电机车	0.20
窄轨电机车	0.25
矿车、人车、平板车	0.30
挖掘机	1.20
电钻、风镐及钻孔设备	1.10

单位管理费, 研究试验费, 生产职工培训费, 办公和生活用家具购置费, 联合试运转费, 勘察设计费, 供电贴费, 施工机构迁移费, 矿山巷道维修费, 其它费用等。上述其他费用应按设计方案内容和实际情况, 不必一一计算。上述费用的计算, 可按照国家计委和中国人民建设银行(1985)352号文件计算, 即“关于改进工程建设概预算定额管理工作的若干规定”以及冶金工业部(85)冶基字第599号文, 即“冶金工业工程建设总概算中其他费用的编制管理办法”或各省、市、自治区规定的指标进行。

5. 未预见工程费

按投资的5~10%计算, 一般按8~10%。

17.2.1.2 基建投资分析

概述本工程项目的投资额, 列出各项费用的构成和比例(一般按概算编制表一的格式列出工程子项投资费用及所占百分比), 然后根据项目投资结构进行分析对比; 也可以类似矿山建设投资进行对比, 说明投资使用的合理性及降低基建投资的途径。对于改扩建矿山, 还应对已花投资和设计利用旧有设施的费用进行简要评述。

17.2.1.3 基建投资筹措及利率

国家计划的基本建设项目其基建投资全部由拨款改为贷款。根据国家计划委员会, 财政部、中国人民银行、中国人民建设银行以计资[1986]1258号文《关于对部分行业基本建设银行贷款实行差别利率的规定》。

(1) 对能源、交通、通讯和一部分原材料工业的基本建设银行贷款项目实行差别利率。其范围为: 列入国家基本建设计划的煤炭、电力、原油开采、节能措施、铁道、交通、邮电、民航、钢铁、有色、化工、建材、森工的基建银行贷款项目。其他行业的基本建设银行贷款项目, 仍按现行贷款利率执行。

(2) 实行差别利率的基本建设银行贷款项目, 其贷款利率期限分为三档:

五年以下(包括五年), 年利率由现行9.36%调整为5.76%;

五年至十年(包括十年), 年利率由现行10.08%, 调整为6.48%;

十年以上, 年利率由现行10.8%, 调整为7.2%。

(3) 对下列行业的基本建设银行贷款项目实行上述差别利率后, 超过现行基本建设“拨改贷”项目的利率部分, 给予贴息。即: 电力、石油、开采、交通、民航的贷款项目, 按年利率3.6%水平, 超过部分予以贴息, 煤炭、节能措施、建材的贷款项目, 按年利率2.4%水平, 超过部分予以贴息。

超过规定贷款期限而需多支付的利息部分, 一律不予贴息。

其他实行差别利率的贷款项目不予贴息。若这部分贷款项目支付利息确有困难, 可按项目隶属关系, 由主管部门用自有资金负责统一支付利息, 即由主管部门核拨给建设单位资金, 由建设单位向经办银行支付利息。

(4) 基本建设银行贷款项目一律按年计息。并确定每年九月二十日为年度结息日期。

(5) 对实行差别利率的基本建设银行贷款项目支付利息给予宽限期。新建项目贷款利息待项目建成投产后付息。改、扩建项目的贷款利息支付, 建设期内可用企业的自有资金按年付息, 但不得用国家预算内“拨改贷”投资和银行贷款付息。按年付息确有困难者, 经有关专业银行同意, 也可实行部分或全部利息在项目建成投产后付息(附注以上(1)~(5)条为计资[1986]1258号文的规定)。

(6) 根据中央财经政策, 黑色冶金矿山(铁、锰、铬、镁矿及黄金矿山)建设周期长, 见效慢, 资金利税率低, 全部按“拨改贷”办法归还本息有困难, 可向建设银行提出报告, 将矿山基建贷款改为拨款, 全部豁免本息; 对有一定困难的项目, 可豁免部分本息; 对盈利较多的项目, 不予豁免。

(7) 计划外的基本建设项目, 固定资产贷款利率根据贷款期限不同, 实行差别利率, 其年息规定如下:

- 一年以下(含一年), 年息7.92%
- 一年以上至三年(含三年), 年息8.64%;
- 三年以上至五年(含五年), 年息9.36%;
- 五年以上至十年(含十年), 年息10.08%;
- 十年以 年息10.8%。

17.2.2 流动资金计算

流动资金是企业用于购置原材料、辅助材料、支付工资、储存产品及其他生产周转需要的资金。按照国家对流动资金管理分类, 可分为定额流动资金(即: 储备资金、生产资金和成品资金)和非定额流动资金(即: 货币资金和结算资金)两大类。对新建或改扩建企业, 设计只计算定额流动资金的需用量(定额流动资金占流动资金用量90%以上), 非定额流动资金由于资金用量不稳定, 占用量少, 一般不估算(临时向银行借贷)。

设计企业定额流动资金的计算方法

17.2.2.1 按扩大指标计算

1. 按固定资产资金率计算

定额流动资金额 = 固定资产总额 × 固定资产资金率

固定资产资金率, 即流动资金占固定资产总额的百分比。矿山企业一般为10~20%(冶金矿山为15~20%, 化工矿山为10~15%)。

2. 按销售收入资金率计算

定额流动资金额 = 年销售收入总额 × 销售收入资金率

销售收入资金率, 即定额流动资金平均占用额与产品销售收入之比。销售收入资金率一般为30~50%(冶金矿山为40~50%, 化工矿山为30~40%)。

3. 按年经营费用(或总成本)资金率计算

定额流动资金额 = 企业年经营费 × 经营费用资金率或企业年总成本 × 总成本的资金率

经营费用资金率, 即定额流动资金平均占用额与企业年经营费用的比值; 总成本资金率, 即定额流动资金平均占用额与总成本的比值。矿山企业经营费用资金率为45~60%(冶金矿山为50~60%, 化工矿山为45~55%)。总成本资金率, 矿山企业一般为40~55%(冶金矿山为50~55%, 化工矿山为40~50%)。

17.2.2.2 按定额流动资金费用项目计算

1. 储备资金需用量计算

储备资金占用额 = 单位产品的消耗定额 × 消耗定额价格 × 计划月产量 × 储备时间

矿山单位产品消耗定额, 是指炸药、雷管、坑木、机修、汽修备品、配件、劳保用品等主要消耗品的消耗定额和储备时间。矿山企业主要消耗品储备时间为6~9月。

2. 生产资金需量计算

生产资金占用额 = 单位产品的生产费用 × 计划月产量 × 生产周期

单位产品的生产费用一般为单位产品经营费用的40%左右(冶金矿山为35~45%,化工矿山为30~40%);生产周期,矿山企业为2~3个月。

3. 成品资金需量计算

成品资金占用额 = 单位产品 × 计划日产量 × 产品储备时间

产品储备时间,矿山企业一般为7~15天(冶金矿山为10~15天,化工矿山为7~10天)。

以上储备资金、生产资金、成品资金等三项资金总和,即为企业定额流动资金占用额。一般储备资金占定额流动资金的70~85%,生产资金占定额流动资金5~15%,成品资金占定额流动资金的5~15%。

企业流动资金向中国人民银行借贷。流动资金贷款年利率为7.92%。

17.3 产品成本计算

产品成本是企业设计的主要技术经济指标之一,它是全面、准确计算企业建设投资效果的依据。因此,企业设计产品成本必须算细、算准。

17.3.1 产品成本开支范围

按国家计委和财政部的统一规定,工业企业产品成本开支范围,包括:

- (1) 为生产产品而耗用的各种原料、材料和外购半成品;
 - (2) 为制造产品而耗用的燃料和动力;
 - (3) 生产工人,管理人员的工资和按照工资总额提取的职工福利基金;
 - (4) 按照规定提取的固定资产基本折旧基金(或维简费),大修理折旧基金和固定资产的中小修理费用;
 - (5) 按照规定应当列入产品成本的低值易耗品购置费用;
 - (6) 按照规定应当列入产品成本的停工费用;
 - (7) 废品损失;
 - (8) 产品的包装和销售费用;
 - (9) 其他生产费用,如管理费、运输费、材料、产品盘盈盘亏、利息收支等费用。
- 一切不属于成本范围的开支,都不得列入产品成本。
- 在企业设计中依据上述产品成本开支原则规定,对开采设计的产品成本进行计算。

17.3.2 矿石成本计算

采矿设计的矿石成本计算范围,是指矿山开采过程及相应的辅助设施工艺过程发生的全部费用。如:独立矿山是从矿山开采计算至成品矿仓止;采选联合企业则从采矿计算至选矿厂的原矿仓止。

计算矿山矿石开采成本时,露天矿以计算年的矿石量和剥离量为准,当露天开采逐年生产采剥比波动大时,则应分别计算逐年的矿石开采成本;地下矿采矿成本按达产年为计算标准。

采矿设计的矿石成本计算方法,分为按成本费用项目和按生产工艺过程计算等两种方法。设计与生产矿山都采用成本费用项目计算。对于特大型矿山,复杂矿床开采的矿山有时也按生产工艺过程计算作业成本。

17.3.2.1 按成本费用项目计算

矿石设计成本按费用项目计算,其格式见表1-17-7。

采矿矿石成本计算

表 1-17-7

序号	成本项目	计算单位	单位成本		
			单位用量	单价	金额
一	辅助材料费用				
1	炸药	kg/t			
2	雷管	个/t			
3	导火线	m/t			
4	钎子钢	kg/t			
5	导爆线	m/t			
6	硬质合金	g/t			
7	铲斗牙尖	kg/t			
8	钢丝绳	kg/t			
9	轮胎	套/t			
10	木材等支护材料	m ³ /t			
11	风水管	套/t			
12	其它	元/t			
二	燃料及动力				
1	油	kg/t			
2	煤	kg/t			
3	电	kWh/t			
三	生产工人工资及附加费	元/t			
1	生产工人工资	元/t			
2	生产工人工资附加费	元/t			
四	摊销费	元/t			
五	大修理费	元/t			
六	修理费	元/t			
七	流动资金利息	元/t			
八	车间经费	元/t			
九	企业管理费	元/t			
十	矿石成本	元/t			

17.3.2.2 按生产过程计算成本

矿山开采设计的矿石成本按作业成本计算,其格式见表1-17-8;表1-17-9。

17.3.3 矿石成本中各项费用的计算办法

17.3.3.1 辅助材料费用

辅助材料费用(不包括修理设施耗用的原材料),是指矿山生产过程中(即回采、采准、掘进、充填、运输、提升、破碎、通风、排水等主要生产工艺)消耗的炸药、雷管、导火线、导爆线、钎子钢、合金钎头、坑木、轮胎、风水管等材料费用。设计

露天矿矿石成本计算表

表 1-17-8

成本项目	单位	单位用量	单价	金额 元/t
剥离	t	剥离系数	剥离作业成本	
采矿	t		采矿作业成本	
运输	t		运输作业成本	
排水	t	吨矿产量排水量	排水作业成本	
破碎	t		破碎作业成本	
维简费或折旧费	元/t			
企业管理费	元/t			
矿山成本	元/t			

地下矿矿石成本计算表

表 1-17-9

成本项目	单位	单位用量	单价	金额 元/t
采准	m ³	掘进总量/矿石产量	采准作业成本	
回采	t	回采矿石量/矿石总产量	回采作业成本	
提升	t		提升作业成本	
运输	t		运输作业成本	
通风	m ³	通风量/吨矿	通风作业成本	
排水	t	排水量/吨矿	排水作业成本	
破碎	t		破碎作业成本	
维简费或折旧费	元/t			
企业管理费	元/t			
矿石成本	元/t			

中该项目费用计算,是采用当地材料价格乘设计消耗定额而得;也可按国家规定价格(考虑10~15%的运杂费)乘设计消耗定额。

17.3.3.2 动力及燃料费

工艺过程消耗用燃料及动力费用系指矿山生产中耗用的汽油、柴油、煤及电力、风力等费用(不包括修理设施消耗的燃料和动力),燃料费按设计消耗定额乘单价而得;动力费中的电费按国家现行的两部电价计算。当矿山自备电源时,才单独核算电力成本,然后再计算矿山电力费用。

17.3.3.3 生产工人工资及附加费

生产工人工资系指从事矿山生产的直接生产工人和辅助生产工人的基本工资(不包括机修、维修和非生产人员的工资)及辅助工资之和。辅助工资指浮动工资及各种工资性津贴是以辅助工资系数乘基本工资而得。辅助工资系数及工人平均工资等级见表1-17-10。

17.3.3.4 维简费

根据财政部,冶金部,中国有色金属总公司规定,矿山开采(包括只有破碎的矿山)按原矿产量提取维简费进入成本,1986年起矿山维简费标准见表1-17-11。

17.3.3.5 基本折旧

采矿设计的矿石成本计算中,采用按“维简费”提取计入成本后,存在的主要问题是不能真实反应矿山基建投资高低和建设规模不同及生产条件差异的经济效果。因此,在矿

工人平均工资等级及辅助工资系数

表 1-17-10

矿 山	工人平均工 资 等 级	辅助工资 系 数	备 注
露天矿	3—4	0.15—0.20	1. 大中型矿山工人工资等级取大值 2. 辅助工资包括活工资和各种工资津贴（不包括保健津贴，地区津贴和煤、粮油、肉补贴）工资类别在六类地区以上的取大值
地下矿	4—5	0.25—0.30	

矿山维简费标准（元/t）

表 1-17-11

矿 山 类 别	维简费提取标准	备 注
部属铁矿山	6.7	进入成本5.7元，另1元由财政部拨款 按地方规定执行 进入成本6.5元，另1元由财政部拨款 进入成本3元，另1元由财政部拨款
地方铁矿山	按地方规定	
有色矿山	7.5	
砂矿开采	4	
锰矿石	9	
萤石矿	7	
粘土矿	7	
菱铁矿、硅石	5	
白云矿	5	
铬矿	5	
石灰石矿	2	

井巷工程、建（构）筑物折旧率及维修费率

表 1-17-12

名 称	年 折 旧 率 (%)		年 维 修 费 率 (%)
	基 本	大 修	
1	2	3	4
一、井巷工程			
井架（钢结构）	按矿井服务年限	不发生	3.5~4.5
井架或井塔（钢筋混凝土、砖结构）	同 上	同 上	0.5~1.0
竖井井筒装备	同 上	4~5	3.0~4.0
竖井井壁（混凝土）	同 上	—	—
斜井井壁	同 上	—	0.5~1.0
斜井井壁（混凝土支架）	同 上	1.5~2.0	2.0~3.0
斜井井壁（木支架）	同 上	3.0~4.0	3.0~4.0
斜井井壁铺轨	同 上	在维修费内	15.0~20.0
石门及主运巷道（混凝土）	按服务年限	—	0.5~1.0
石门及主运巷道（混凝土支架）	按服务年限	在维修费内	2.0~3.0
石门及主运巷道（木支架）	按服务年限	在维修费内	4.0~5.0
石门及主运巷道（无支护）	按服务年限	在维修费内	1.5~2.0
溜矿井（无支护）	同 上	在维修费内	1.5~2.0
溜矿井（混凝土支护）	同 上	在维修费内	3.0~4.5
贮矿仓	同 上	在维修费内	3.0~4.5
二、建、构筑物			
钢筋混凝土结构	按矿井服务年限	1.0	0.1~0.5
混合结构	同 上	1.2	0.1~0.5
木结构		1.8	1.0

矿山设备年折旧率及维修费率参考指标

表 1-17-13

名 称	规 格	使用年限	年 折 旧 率 %			年维修费率 (%)	备 注
			基 本	大 修	综 合		
1	2	3	4	5	6	7	8
挖掘机	0.5~1.0m ³	15	6.66	11.74		14.10	
	4m ³ 以上	15	6.66	4.53		5.29	
穿孔设备	潜孔钻、牙轮钻	12	8.33	5.82		17.14	
准轨电机车		18	5.55	2.68		2.50	
窄轨电机车		18	5.55	3.80		14.44	
自翻车		20	6.00	2.72		9.81	
推土机		10	10.00	12.87		25.71	
移道机		20	5.00	4.57		7.00	
汽车		10	10.00	10.13		22.11	国 产 车
汽车		10	10.00	14.06		27.00	进 口 车
准轨铁路		50	2.00	4.00		2.00	指规定线路
准轨摩电线		20	6.00	7.71		10.50	
窄轨铁路		50	2.00	4.66	6.66	3.00	露 天 矿
		12	7.91	—	7.91	5.00	地 下 矿
窄轨坑内架线	坑内各种断面	12	7.66	—	7.66	6.66	地 下 矿
电机车	坑内各种断面	18	5.28	5.45	10.73	6.66	地 下 矿
矿车	固定式4m ³	10	9.80	—	9.80	13.00	地 下 矿
	2m ³	10	9.80	—	9.80	14.00	地 下 矿
	1.2m ³	6	16.33	—	16.33	18.00	地 下 矿
	侧卸式3.5m ³	10	9.80	7.2	17.00	7.00	地 下 矿
	翻斗车1.2m ³	5	19.60	—	19.60	20.00	地 下 矿
卷扬机	直径5m	20	4.75	1.5	6.25	3.5	
	直径3m、2.5m	20	4.75	1.5	6.25	4.0	
	直径2m、1.6m	20	4.75	1.5	6.25	4.0	
	直径1.2m	15	6.40	1.5	7.90	5.0	
	直径1.0m	10	9.80	2.0	11.60	6.0	
	多绳卷扬	20	4.75	1.5	6.25	3.5	
天轮	直径0.8、1.0、1.5m	2	48.00	—	48.0	—	
	直径2.0、2.5m	5	19.20	—	19.20	—	
	直径3.0、4.0m	10	9.60	—	9.60	—	
箕斗	斜井	4	23.75	—	23.75	—	
罐笼	各种规格	8	12.00	—	12.00	—	
箕斗	立井	5	19.00	—	19.00	—	
箕斗装卸设备		15	6.33	—	6.33	—	
翻车机	各种规格	10	9.60	4.5	14.10	6.0	
阻车器		6	16.00	—	16.00	—	
主扇机	各种型号轴流	18	5.28	3.0	8.28	3.0	
	离心式的	18	5.28	3.20	8.48	4.0	
局扇	各种型号	5	19.60	18.00	37.60	11.70	
装载机		10	10.00	11.00	20.00	14.0	
破碎机	颞式	15	6.66	2.00	8.66	2.5	
破碎机	旋回及圆锥	15	6.66	2.50	9.16	7.0	
板式给料机		15	6.66	3.50	10.16	20.0	
水泵	200kW以上	15	6.40	7.00	13.40	15.0	
	10~200kW	10	9.60	6.00	6.60	15.0	

续表

名 称	规 格	使用年限	年 折 旧 率(%)			年维修费率 (%)	备 注
			基 本	大 修	综 合		
1	2	3	4	5	6	7	8
水泵	10kW以下	5	19.40	5.00	24.40	15.0	
给水管	铸铁无缝(地面)	20	4.50	—	4.50	0.38	
给水管	焊接管(地面)	15	6.00	—	6.00	0.65	
压风管路	无缝的	20	4.50	—	4.50	0.38	
压风管路	焊接的	15	6.00	—	6.00	0.65	
胶带运输机	不包括胶带	20	5.00	—	5.00	7.00	
运输胶带	运大块(普通胶带)	1	82.00	—	82.00		
运输胶带	运中块(普通胶带)	2	41.00	—	41.00		
运输胶带	运小块	4	21.00	—	21.00		
变压器	320kVA以上	25	8.92	1.50	8.42		
变压器	320kVA以下	20	4.90	1.30	6.20		
水银整流器		15	6.40	2.00	8.40		
空压机	3m ³ /min移动式的	5	19.90	12.62	32.52	2.70	
空压机	6m ³ /min移动式的	6	16.30	12.62	28.92	2.70	
空压机	6m ³ /min固定式的	12	8.20	3.90	12.10	2.07	
空压机	10m ³ /min固定式的	20	4.93	2.74	7.67	2.07	
空压机	20m ³ /min固定式的	20	4.93	2.55	7.48	2.07	
空压机	40m ³ /min固定式的	20	4.93	2.25	5.63	2.07	
空压机	60m ³ /min固定式的	20	4.75	2.25	2.00	2.07	
空压机	100m ³ /min固定式的	20	4.75	2.27	7.00	2.07	
风筒	铁皮	6	16.70	—	6.70	—	
	胶皮	3	33.3	—	33.3	—	
输电线路		35	2.85	2.00	4.85	—	
通讯线路		25	4.00	2.86	6.86	—	

山设计中设计方案的技术经济比较都采用基本折旧的方法计算成本。其井巷工程、建(构)筑物折旧率及修理费率见表1-17-12; 采矿工程设备折旧率及修理费率见表1-17-13。

17.3.3.6 大修费和维修费

大修费是按概算投资能形成固定资产部分的投资额(扣除机修部分的固定资产及基建剥离费、土地购置费、拆迁费)提取大修修理费。黑色冶金矿山大修修理费率见表1-17-14,

黑色冶金矿山大修费率

表 1-17-14

矿 山 类 别			大修理费率 (%)	维 修 费 率 (%)
露天矿	特大型和大型	铁路运输	1.8~2.2	6~8
		汽车运输	2.5~3	6~8
	中 型	铁路运输	1.5~2	6~8
		汽车运输	2~3	6~8
	小 型 矿 山		1.5	6~8
	地 下 矿		1~1.5	3~4

按固定资产的设备和建(构)筑物分别计算的修理费见表1-17-15。有色金属矿山设计时,大修理费率:矿山建筑物部分为1.0~1.5%;设备部分为2.0%,维修费见表1-17-13。

设备、(构)筑物维修费用

表 1-17-15

项 目	维 修 费 率 (%)
建(构)筑物	0.1~0.5
设备,	
铁路运输的矿山	7.5
汽车运输的矿山	9
地下矿	12.0

对于改扩建矿山,也可参照现有矿山的大修费选取。

17.3.3.7 管理费(包括车间经费和企业管理费)

车间经费及企业管理费系指车间和企业范围内所支付的各项管理费和业务费用。它包括为车间和企业服务的工程技术人员、管理人员、辅助工人和服务性人员的工资(生产工人工资除外)、辅助工资、福利基金、工会经费、劳保费、办公室、旅差费、低值易耗品、运输费、取暖费、用水、用电及其它费用。详细计算是复杂的。一般新设计矿山常按类似矿山选取,改扩建矿山按实际指标取用。车间经费及企业管理费明细表计算格式见表1-17-16。

17.3.3.8 企业设计成本计算注意事项

(1) 根据国家计委、财政部、劳动人事部关于矿山要实行吨矿工资含量包干的原则,目前有的矿山(1986年)开始试行,今后逐步推广。因此,企业设计中凡是执行吨矿工资含量包干的矿山,设计的矿石成本计算则按吨矿工资含量包干办法进行计算。

(2) 实行利润留成的矿山,奖金和职工福利基金应在利润留成资金中开支,不再计入生产成本。

(3) 产品的包装费和销售费,应计入产品的销售成本,不计入产品的生产成本。

17.3.4 采选联合企业及多种产品的成本计算方法

17.3.4.1 采选联合企业

采选联合企业应分别计算采矿矿石的成本、选矿加工费。公用设施(水、电、风)按用量分配费用,或按作业成本计算单价。企业管理费及服务性设施按采、选生产工人人数分摊其费用。

17.3.4.2 多种产品成本计算

矿山企业往往生产多种产品,对工艺流程自成系统的分别按成本项目计算每种产品的成本;工艺流程混合生产的矿山,先计算生产总成本,然后按公式(1-17-8)计算每种产品的单位成本。

$$C_1 = \frac{C_2}{A_1 \cdot K_1 + A_2 \cdot K_2 + \dots + A_j \cdot K_j} \times K_1 \quad (1-17-8)$$

式中 C_1 ——甲种产品的每吨成本,元;
 C_2 ——多种产品的生产总成本,元;

* 车间经费及企业管理费明细表 (单位: 元)

表 1-17-16

车间经费	本年计 划数	上年同期 实际数	本年累计 实际数	企业管理费	本年计 划数	上年同期 实际数	本年累计 实际数
工资				工资			
提取的职工福利基金				提取的职工福利基金			
折旧费(或维简费)				工会经费			
修理费				折旧费			
办公费				修理费			
水电费				办公费			
取暖费				水电费			
租赁费				取暖费			
机物料消耗				研究试验检验费			
保险费				设计制图费			
低值易耗品摊销				租赁费			
劳动保护费				差旅费			
在产品盘亏和毁损 (减盘盈)				外宾接待费			
其他				会议费			
其中				出国人员经费			
				保险费			
				低值易耗品摊销			
				运输费			
				仓库经费			
				产品“三包”损失			
				材料产品盘亏和毁损 (减盘盈)			
				消防费			
				利息支出 (减利息收入)			
				滞纳金支出 (减滞纳金收入)			
				上级公司管理费			
				其他			
				其中:			
合 计				合 计			

$A_1 \dots A_j$ ——各种产品产量, t/a_i

$K_1 \dots K_j$ ——各种产品每吨调拨(或计划)价格, 元。

17.4 矿山企业设计方案技术经济比较

17.4.1 方案比较的原则和方法

17.4.1.1 方案比较应遵循的原则

- (1) 必须遵循国家对矿山开发的技术政策和经济政策;
- (2) 参与比较的方案, 必须技术上先进, 工艺上成熟, 生产上可靠;
- (3) 选择设备、材料要经济合理, 符合国情;

- (4) 设计方案的技术基础资料要可靠和落实;
- (5) 方案比较的基础要一致,具有可比性,例如当方案的产品数量或质量不同时,应该算成相同的条件后方可比较或进行单位指标对比;
- (6) 技术指标和经济指标的选取,必须正确合理;
- (7) 评选设计方案,应从技术上和经济上进行综合分析,全面评价,然后择优。

17.4.1.2 方案比较的基本方法

首先要根据国家 and 有关部门对项目建设的要求和矿床开采条件,从技术布置的可能提出若干个方案,然后对这些方案进行技术上的初步评议,把其中某些明显不合理的方案逐个淘汰。再对剩下的几个方案进行详细的技术经济和综合分析比较,最后选定一个合理方案。

在方案比较中,需要比较各方案的主要指标有:产品产量、质量、基建投资、成本(或年经营费)、投资回收期、投资收益率;辅助指标有:职工定员及劳动生产率、矿石开采贫化和损失、资源利用程度、金属回收率、环境保护和“三废”治理、基建工程量、建设时间、达产时间、设备需用量、基建三材、占地面积、施工技术条件、设备及材料供应的可能性等指标;对于改、扩建项目还要与原有设施的各项指标进行对比计算分析比较。

方案比较时可按各个比较方案所含的全部因素(相同因素和不同因素)计算绝对经济效益,进行全面的技术经济对比,也可仅就不同因素(不计算相同因素)计算比较经济效益,进行局部的对比。方案比较还应注意采用不同指标导致方案结论相反的可能性。

方案比较中,采用类似企业指标时,一般采用企业正常生产期内的年度平均先进指标,而一般不采用先进平均指标,对于比较复杂或者影响方案取舍的重要指标,则应进行详细的计算。

方案比较方法,设计中常用的计算方法按其是否考虑资金的时间价值因素分为静态法(不考虑资金时间价值)和动态法(考虑资金时间价值)两种。

1. 静态法

1) 追加(差额)投资回收期或追加投资收益率

静态差额投资收益率(R'),是对比方案年经营成本节约额与投资差额之比,静态差额投资回收期(P')即是静态差额投资收益率的倒数。

计算公式为:

$$R' = \frac{C_1 - C_2}{I_2 - I_1} \quad (1-17-9)$$

$$P' = \frac{I_2 - I_1}{C_1 - C_2} \quad (1-17-10)$$

式中 R' ——静态差额投资收益率;

P' ——静态差额投资回收期;

C_1 、 C_2 ——分别为两个比较方案的年经营费(不含基本折旧);

I_1 、 I_2 ——分别为两个比较方案的总投资。

该法在工程设计的方案比较中是常用的方法,但必须有国家(或部门)规定的静态投资收益率和差额投资回收期指标,才能决策方案;存在问题未考虑时间因素,影响方案经济计算的准确性。因此,复杂类型的重大方案比较一般不用此法。

2) 最小费用法 (计算费用法)

最小费用法, 可用于工程设计多方案比较, 计算费用额最小者为最佳方案。计算公式为:

$$J_i = C_i + EK_i \quad (1-17-11)$$

$$J_i = K_i + TC_i \quad (1-17-12)$$

式中 J_i ——计算费用额;

C_i ——方案的产品年经营费;

K_i ——方案基建投资;

E ——部分基准收益率 (即定额效果系数);

T ——标准回收期 (即部门的定额回收期)。

2. 动态法

1) 贴现收益率法 (内部收益率)

多方案比较时, 如矿区选择、产品方案、生产能力, 可以分别算出各自的贴现收益率 (或称企业内部收益率), 选择收益率较大的方案为优。其计算表达式为:

$$NPV = \sum_{t=1}^n (C_t - C_0)_t a_t = 0 \quad (1-17-13)$$

式中 NPV ——项目的净现值;

C_t ——现金流入;

C_0 ——现金流出;

$(C_t - C_0)_t$ ——第 t 年的现金流量;

a_t ——第 t 年的折现系数 (与 i 对应);

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

$\sum_{t=1}^n$ ——自建设开始至生产期末 n 年的总和;

i ——折现率;

t ——年份。

根据上式, 可通过相应的现金流量表现值计算, 用内插法近似求得 i 值, 即为项目的内部收益率。试算选用的两个相邻的高、低折现率之差, 最好不超过 2%, 最大不超过 5%。

其计算公式为:

$$i = i_1 + (i_2 - i_1) \frac{(NPV)_1}{(NPV)_1 + (NPV)_2} \quad (1-17-14)$$

式中 i_1 ——较低折现率;

i_2 ——较高折现率;

$(NPV)_1$ ——用较低折现率计算的项目的净现值 (正值), 用绝对值表示;

$(NPV)_2$ ——用较高折现率计算的项目的净现值 (负值), 用绝对值表示。

2) 追加 (差额) 投资贴现收益率法

两个方案各年净现金流量差额的现值之和等于零时的贴现率, 应与基准收益率相比

较。其计算公式为:

$$NPV = \sum_{i=1}^n [(C_i - C_0)_1 - (C_i - C_0)_2] \times a_i = 0 \quad (1-17-15)$$

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

式中 $(C_i - C_0)_1$ ——高投资方案的净现金流量;

$(C_i - C_0)_2$ ——低投资方案的净现金流量;

a_i ——第 i 年对应折现率 i 的现值系数;

i ——差额投资贴现收益率。

3) 净现值法

按设定的贴现率将项目寿命期内各年净现金流量进行贴现计算的累计值。净现值大者为优。

净现值的计算公式为:

$$NPV = \sum_{i=1}^n (C_i - C_0)_i a_i \quad (1-17-16)$$

式中 NPV ——净现值;

C_i ——第 i 年的现金流入量;

C_0 ——第 i 年的现金流出量;

a_i ——第 i 年的现值系数 (与设定的贴现率或基准收益率相对应)。

4) 净现值指数法

净现值指数法 (简称 $NPVI$ 法), 是在净现值法的基础上发展起来的, 可作为净现值法的一种补充方法。当对比的两个方案投资额不同时, 如以各方案的净现值的大小来决定方案的取舍, 则可能导致相反的结论。因此, 可采用净现值的相对指数 (单位投资额的净现值) 即“净现值指数”来评价。其表达式为:

$$NPVI = \frac{NPV}{\sum_{i=1}^n I_i \frac{1}{(1+i)^i}} \quad (1-17-17)$$

式中 $NPVI$ ——净现值指数;

NPV ——整个经济寿命期或经济计算年限内的净现值;

$\sum_{i=1}^n I_i \frac{1}{(1+i)^i}$ ——逐年投资的现值累计值, 投资额可以一次投资, 也可以包括以后任何年份的追加投资。

5) 现值比较法和年成本比较法

现值比较法和年成本比较法都是在年产量 (年收入) 相同条件下简易而又常用的方案比较方法。为简化计算, 一般只计算不同部分 (变化部分), 不计算相同部分 (不变部分)。

现值比较法的计算要点是把各个比较方案在项目生产服务年限内的支出 (如年经营成本) 按基准收益率或设定的收益率换算为基准年的现值, 和初期投资现值相加, 求出总投资现值进行对比。

年成本比较的计算要点是把各个比较方案在项目建设和生产服务年限内的所有投资支出,按基准收益率或设定的收益率换算为等值的等额年成本与等额年经营成本相加,求出等额年总成本进行对比。

两种比较方法简化了表达式(设:投资为一次初始投资,逐年经营成本均相等,项目残值为零)为:

(1) 现值比较法

总投资现值 = 年经营成本换算为现值 + 投资现值

$$PW = A(P/A, i, n) + P \quad (1-17-18)$$

式中 PW ——总投资现值;

$(P/A, i, n)$ ——年现金值系数;

P ——投资现值;

A ——等额年经营成本。

各个比较方案中 PW 小的方案为优。

(2) 年成本比较法

等额年总成本 = 投资换算为等额年成本 + 年经营成本

$$AC = P(A/P, i, n) + A \quad (1-17-19)$$

式中 $(A/P, i, n)$ ——资金回收系数。

各个比较方案中 AC 小的方案为优。

公式符号同 (1-17-18) 公式。

当各个比较方案的各年投资和经营成本不等额,则采用费用的现值比较法进行计算,其公式为:

$$PW = \sum_{i=1}^n (I' + O')_i a'_i \quad (1-17-20)$$

式中 PW ——投资和经营成本总费用现值;

I' ——第 t 年的总投资;

O' ——第 t 年的经营费;

a'_i ——第 t 年的现值系数(与设定的贴现率 i 相对应)。

17.4.1.3 方案比较中有关几个问题

1. 相关投资

在矿床开采评价、矿石最低工业品位的确定、矿区选择、开采方法、采矿方法和矿石加工处理等方案比较中,由于矿石质量和数量的差异,而影响到设计企业相关部门的投资及其效果的差异。因此在方案比较中,就不能单从设计企业范围内进行经济核算,还应计算与设计影响较大,关系密切的相关部门(如炼铁、采煤、洗煤、运输、炼焦、外部供电,外部运输等部门)的投资及其经济效果。

相关部门投资及经营费的计算,应遵循下列原则:

(1) 相关部门投资及经营费的计算,在黑色冶金矿山设计中,一般包括冶金企业连续生产所需的原料、动力、燃料、运输、辅助材料以及冶炼等相关部门的投资及经营费用,而不计算机械制造、建筑材料和生产过程中次要的及少量差别的相关投资及经营费用。

(2) 不同方案的相关投资及经营费用计算基础要一致, 否则会影响方案比较经济效果的真实性的。

(3) 凡计算相关部门投资时, 则相关部门的产品按成本计算, 凡未计算相关部门投资时, 则一律按产品的出厂价格(调拨价格加装运费)计算。

2. 联产品(即多种产品)投资及经营费(成本)分摊, 联产品投资分摊

联产品中某一产品应分摊的投资可按下列公式进行分摊:

$$K_1 = \frac{K_2}{Q_1 C_1 + Q_2 C_2 + \dots \times Q_j C_j} C_1 Q_1 \quad (1-17-21)$$

式中 K_1 ——甲产品投资;

$Q_1 \dots Q_j$ ——各种产品产量;

K_2 ——联产品共用的总投资;

$C_1 \dots C_j$ ——各种产品单独建设时的投资(或调拨价)。

当产品为主、副产品时, 投资分摊有两种方法, 一是按上述联产品的方法分摊, 一是仅计算为回收副产品而增加的投资。例如铁矿中含铜(而含铜量不够单独开采价值), 可作副产品回收, 铜在铁尾矿中回收时, 采矿、破碎、磨矿等工艺过程的投资, 铜副产品就不得分摊, 仅计算为回收铜而增加的浮选设施的那部分投资。

联产经营费(或成本)计算参见公式(1-17-8)。

17.4.2 方案比较常用的复利计算公式

设计方案比较和企业经济评价及国民经济评价常用的复利计算公式为:

一次偿付的复利公式

$$S = P(1+i)^n = PF_{Ci} \quad (1-17-22)$$

一次偿付现值公式

$$P = S \frac{1}{(1+i)^n} = SF_{PW} \quad (1-17-23)$$

等额序列复利公式

$$S = R \frac{(1+i)^n - 1}{i} = RF_{RS} \quad (1-17-24)$$

投入基金(或基金存储)公式

$$R = S \frac{i}{(1+i)^n - 1} = SF_{SR} \quad (1-17-25)$$

资金回收(即资金还原)公式

$$R = P \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} = PF_{PR} \quad (1-17-26)$$

等额序列现值公式

$$P = R \frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n} = RF_{RP} \quad (1-17-27)$$

上列式中:

P ——投资的现值, 亦称本金, 元;

- i ——利率, %;
 n ——周期数 (一般为年数);
 S ——本利和, 元;
 R ——每个周期末等额支付金额, 元;
 F_{Ct} ——复利系数;
 F_{PW} ——现值系数 (贴现系数);
 F_{RS} ——等额序列复利系数 (等额序列未来值系数);
 F_{SR} ——资金存储系数;
 F_{PR} ——资金回收系数 (资金还原系数);
 F_{RP} ——等额序列现值系数 (每年支付现值系数)。

17.4.3 主要方案比较

17.4.3.1 矿区选择

1. 矿区选择应考虑的主要因素

- (1) 矿区矿石储量及勘探程度;
- (2) 矿石质量及选矿加工条件;
- (3) 矿床开采技术条件;
- (4) 外部运输条件;
- (5) 供电、供水条件。

上述矿区选择因素, 最终都反映出矿山的建设速度, 基本建设投资和生产成本等方面的经济效果。

2. 矿区选择方案比较实例

某钢铁厂确定年产生铁 100 万吨, 该地区两个铁矿床, 均已经过详细地质勘探, 甲矿区为磁铁矿, 距钢铁厂 70 公里, 乙矿区为赤铁矿, 距钢铁厂 38 公里, 两矿均需修建准轨铁路至钢铁厂。两矿区均可用露天开采。按钢铁厂 100 万吨生铁规模, 依据矿区采出原矿品位和选矿指标, 计算甲矿区年产原矿 350 万吨, 乙矿区年产原矿 339 万吨, 两矿区的技术经济比较见表 1-17-17。两矿区的投资及年经营费见表 1-17-18。

根据上述计算结果, 甲矿区比乙矿区支付的总费用现值少 $157840 - 146013 = 11827$ 万元 (表 1-17-19), 表明开采甲矿区较合理。

17.4.3.2 开采方法的选择

开采方法是指某一矿床是采用露天开采还是地下开采, 或浅部采用露天开采, 深部采用地下开采的问题。在开采方法比较时, 首先必须确定露天开采境界。设计一般都采用经济合理剥采比来确定露天开采境界。

1. 矿山设计中常见矿床类型

- (1) 厚大矿体的急倾斜、倾斜和缓倾斜 (或水平) 矿床, 剥采比小, 都适用露天开采;
- (2) 急倾斜薄矿体而埋藏很深的矿床, 一般采用地下开采;
- (3) 矿床上部采用露天开采和地下开采都有可能, 而下部由于矿床埋藏很深, 必须采用地下开采的矿床;

甲、乙两矿区主要技术经济指标比较表

表 1-17-17

顺序号	项 目 名 称	甲 矿 区	乙 矿 区	甲矿区比乙矿区 多 (+) 少 (-)
1	2	3	4	5
1	矿石类型	磁铁矿	赤铁矿	
2	储量 (C级以上) ($\times 10^4 t$)	14000	15000	-1000
3	矿山年产原矿量 ($\times 10^4 t/a$)	350	339	+11
4	可炼生铁 ($\times 10^4 t/a$)	100	100	
5	采矿剥离系数 (t/t)	平均 2.2 计算年 3	平均 1.4 计算年 2.0	
6	外部运输准轨铁路 (km)	70	38	+32
7	外部高压输电线路 (km)	70	77	-7
8	矿石地质品位 TFe (%)	33	37	-4
9	采出原矿品位 TFe (%)	31.68	35.52	-3.84
	SiO ₂ (%)	12.00	17.00	-5
	CaO (%)	4.00	1.50	+2.5
10	选矿方法	磁 选	磁浮选	
11	选 矿 指 标			
	精矿成份: TFe	68.00	60.00	+8
	SiO ₂	8.00	11.00	-3
	CaO	1.50	1.0	+0.5
	尾 矿 TFe	8.00	14.00	-6
	选矿比 (倍)	2.53	2.1	+0.39
	铁份回收率 (%)	84.8	78.00	+6.8
	精矿产率 (%)	39.50	48.70	-7.2
12	基建投资 (万元)			+10132
	其中: 矿山开采 (万元)			+8263
	选矿 (万元)			-1475
	烧结 (万元)			-1900
	采石 (石灰石) (万元)			-338
	炼铁 (万元)			-1400
	外部运输准轨铁路 (万元)			+8400
	外部高压输电线路 (万元)			-18
13	每吨生铁投资 (扣除外准轨铁路及外部输电线路) (元)			+37.50
14	每吨生铁成本 (元)			-19.72
15	基建时间 (年)	3	3	± 0
16	矿山占用农田 (亩)	50	40	+10

(4) 矿床全部可采用露天开采或地下开采的矿床。

上述一、二类型矿床, 一般无需进行比较, 就可以确定其开采方法。第三、四类矿床, 就需进行详细的技术经济比较, 才能确定露天开采还是地下开采。

由于露天开采与地下开采贫化率不同, 因而采出的矿石品位亦异, 特别是当矿石为富

甲、乙两矿区的投资及年经营费(万元)

表 1-17-18

年 份	甲 矿 区		乙 矿 区	
	投 资	年 经 营 费	投 资	年 经 营 费
1	16663		13623	
2	27771		22705	
3	11108		9082	
4		8757		9743
5		17514		19486
6		17514		19486
7		17514		19486
8		17514		19486
9		17514		19486
10		17514		19486
11		17514		19486
12		17514		19486
13		17514		19486
14		17514		19486
15		17514		19486
16		17514		19486
17		17514		19486
18		17514		19486
19		17514		19486
20		17514		19486
合 计	55542	344625	45410	366929

甲、乙两矿区总费用现值 (NPV) 计算表 (万元)

表 1-17-19

年 份	投资、年经营费合计		贴现系数 10 %	总 费 用 现 值	
	甲 矿 区	乙 矿 区		甲 矿 区	乙 矿 区
1	16663	13623	0.9091	15148	12385
2	27771	22705	0.8284	22950	18763
3	11108	9082	0.7513	8345	6823
4	8757	8743	0.6830	5981	6654
5	17514	19486	0.6209	10874	12099
6	17514	19486	0.5645	9887	10999
7	17514	19486	0.5132	8988	10000
8	17514	19486	0.4665	8170	9095
9	17514	19486	0.4241	7428	8264
10	17514	19486	0.3855	6752	7512
11	17514	19486	0.3505	6139	6830
12	17514	19486	0.3186	5580	6208
13	17514	19486	0.2897	5074	5645
14	17514	19486	0.2633	4611	5131
15	17514	19486	0.2394	4193	4665
16	17514	19486	0.2176	3811	4240
17	17514	19486	0.1978	3454	3854
18	17514	19486	0.1799	3151	3506
19	17514	19486	0.1635	2864	3186
20	17514	19486	0.1486	2603	2896
合 计				146013	157840

矿时,若露天开采贫化率小,采出的矿石可能直接入炉冶炼,而地下开采因贫化率大,矿石品位下降,甚至变为贫矿,需经选矿烧炼方能入炉冶炼。从而增加了选矿、烧炼等生产环节的投资及经营费用。因此,在开采方案技术经济比较时,各方案的经济效果计算,应计算到矿山的最终产品(精矿)止。当两方案经济效果不明显,则需测算到冶炼为止。

2. 开采方案技术经济比较实例

某铁矿为磁铁矿,位于丘陵地区,矿体厚5~80m,走向长800~1500m,矿石和围岩中等稳固,设计规模按年产原矿110万吨,作了露天和地下开采两个方案。简述如下:

1) 露天开采方案

采用公路开拓,工作面沿矿体走向布置,回采由上盘向下盘推进,露天开采的境界剥采比为10t/t,平均剥采比为3.3t/t,矿山计算年的剥采比为4t/t,矿石和废石采用汽车分别运至选矿厂和排弃场。

2) 地下开采方案

采用竖井开拓,主井及副井位于矿体下盘中央处,两翼各掘进一风井,采用对角式通风,井下设粗碎设施。采矿方法采用无底柱分段崩落法,打眼采用凿岩台车配YG-80型凿岩机,装运采用C-30型装运机,阶段高度60m,分段高度10m。矿块布置:矿体厚度小于15m时,沿矿体走向布置,大于15m时,垂直走向布置。坑内运输采用电机车及2m³矿车,运至溜井,经粗碎后提升至地表,再由电机车运往选矿厂。露天和地下开采的技术经济比较见表1-17-20。

综上所述,可以看出,露天开采方案比地下开采方案多花投资3100万元。但每年可节约成本费550万元,多花投资5.6年就可回收。从投资回收期来看,地下开采方案为17.3年,而露天开采方案仅需6.5年。从资源利用方面,用露天开采矿石回采率较高,可多采出矿石约728万吨。据上分析,故推荐采用露天开采方案。

17.4.3.3 矿床开拓运输方案选择

矿床开拓运输方案应依据矿区地形、地貌,矿体埋藏条件、地质构造、矿石和围岩性质、矿床水文地质及工程地质条件等因素,然后对矿床可能成立的开拓方案、工业场地、排弃场通风、排水及选矿厂(或破碎厂)、外部运输等设施进行总体配置和技术经济比较,择优最佳方案。

1. 选择开拓运输方案应注意的原则

- (1) 基建工程量少、施工容易、投产和达产快;
- (2) 生产工艺先进、技术上可靠,对今后生产发展留有余地;
- (3) 设备选型合理,供应可靠;
- (4) 矿柱损失少,不留或少留保安矿柱;
- (5) 占地面积少,不占或少占农田、耕地;
- (6) 方案的技术经济综合效益好。

2. 矿山开拓运输方案比较

1) 露天矿开拓运输方案比较实例

某石灰石山坡露天矿,露天开采最高标高为387m,当地地平标高为110m,比高约277m,矿区地形坡度25°~50°,矿山设计规模150万t,总采掘量200万t,根据矿山地形、矿床赋存条件,设计考虑了下列三个开拓运输方案:

(1) 汽车运输方案(称I方案)

采矿场至破碎厂之矿石运输全部采用汽车运输,平均运距1.4~1.5km,160m以上各水平的运距约1.9~2.5km,160m以下各水平的运距约0.6~1.6km。

(2) 半固定式粗破碎、钢丝绳芯胶带运输机方案(称II方案)

露天和地下开采技术经济比较表

表 1-17-20

项 目 名 称	露 天 开 采	地 下 开 采	露天开采比地下开采 多 (+) 少 (-)
1	2	3	4
工业储量 ($\times 10^4 t$)	5200	5200	
地质品位 (%)	43	43	
矿山年产原矿量 ($\times 10^4 t$)	110	110	
年采剥(掘)总量 ($\times 10^4 t$)	550	550	+ 421
基建剥离量 ($\times 10^4 t$)	1000	—	+1000
基建井巷工程量 ($\times 10^4 m$)	—	5.5	- 5.5
矿石回采率 (%)	96	82	+14
矿石贫化率 (%)	4	18	-16
采出原矿品位 (%)	41.78	35.26	+ 6.02
服务年限 (年)	47	46	+ 1
基建时间 (年)	5	3	+ 2
达产时间 (年)	2	2	
选矿比 (倍)	1.85	2.16	- 0.31
每吨原矿成本 (元)	—	—	- 5
每吨原矿选矿加工费 (元)	—	—	0
精矿成本 (元)	—	—	-17.31
年总成本 (万元)	—	—	- 550
年总产值 (万元)	—	—	+ 720
精矿产量 ($\times 10^4 t$)	—	—	+ 8.53
精矿品位 (%)	66	64	+ 1
基建投资 (万元)	—	—	+ 3100
其中: 采矿 (万元)	—	—	+ 3100
选矿 (万元)	—	—	0
年利润 (万元)	—	—	+1270
投资回收期 (年)	6.5	17.3	-10.8
追加投资返本期 (年)	5.6	—	—
职工人数 (人)	1767	3513	-1476
其中: 采矿 (人)	1400	3146	-1746
选矿 (人)	367	367	
劳动生产率			
采矿 (矿石/人·a)	3800	410	
选矿 (原矿/人·a)	3000	3000	
占用农田 (亩)	120	90	+ 30
其中: 水田 (亩)	30	25	+ 5
旱田 (亩)	90	65	+ 25

为了缩短汽车运距,将前期粗破碎设立在露天采场外,距采场边约100m,标高为236m,后期破碎厂标高170m,前期破碎厂服务年限约10年,本方案汽车平均运距约0.9km,破碎后的矿石用钢丝绳芯胶带输送机运往缓冲矿仓后再进行中碎,钢丝绳芯胶带运输机的运输长度,前期为380m,后期为170m。

(3) 平硐溜井、窄轨电机车运输方案(称Ⅱ方案)

溜井布置于采场内,溜井直径5m,垂高140m。采场采出的矿石由汽车卸入溜井,再由20t电机车牵引11m²双侧卸式矿车经平硐运至破碎厂进行破碎,平硐长338m,溜井上口卸矿水平290m,下部卸矿水平170m,随着开采台阶下降,170m以下平硐溜井报废,各水平的矿石由汽车直接运到破碎厂进行破碎。

上述三个方案的技术经济比较见表1-17-21、表1-17-22、表1-17-23。

从上表可以看出, I 方案的总费用现值最小, 比 II 方案与 III 方案分别少72万元和89万元。

从技术上来看, III 方案井巷工程较大, 基建时间较长, 施工和生产条件较差。且矿体内节理及喀斯特发展, 溶洞系数达13%, 溶洞内充有泥土, 矿石含泥率3~4.5%, 矿区雨水又多, 年平均降雨量达1400mm。年降雨日达167天, 雨季集中在4~5月份, 雨水对溜井生产也带来一定的困难。I 方案前期的半固定式破碎机服务年限为10年左右, 以后又要进行重建。

据此, 从技术上和经济上来看, 推荐 I 方案。

2) 地下矿开拓运输方案

地下开拓方法, 通常可分为竖井开拓、斜井开拓、平硐开拓、上部用竖井下部用盲井

开拓运输方案主要技术指标表

表 1-17-21

序号	项 目 名 称	I 方 案	II 方 案	III 方 案
1	2	3	4	5
1	基建井巷工程量			
	总 长 度 (m)	—	—	717
	总 体 积 (m ³)			13107
2	基建线路长度			
	公 路 (km)	2.83	3.65	2.65
	窄 轨 (km)			0.84
	钢丝绳胶带 (B=1000) (m)		380	
3	主要设备			
	太脱拉 10t 自卸汽车 (台)	22	18	12
	ZL20/750 电机车 (台)			3
	KT-20-1 汽车自卸矿车 (辆)			24
	φ900 旋回破碎机 (台)	1	1	1
	φ1800×1800 锤式破碎机 (台)	1	1	1
	1000×3000 板式给料机 (台)	1	1	1
4	设备总重 (t)	472	508	766
5	基建投资			
	前期投资:			106
	公 路 (万元)	113	146	217
	平硐溜井工程 (万元)			
	胶带工程 (B=1000) (万元)		128	
	破 碎 (万元)	160	150	170
	太脱拉15吨自卸汽车 (万元)	288	234	156
	ZL20/750 电机车 (万元)			48
	牵引变电所 (万元)			4
	KT-20-1 汽车自卸汽车 (万元)			63
	窄轨铁路 (平硐外) (万元)			30
	生活福利设施 (万元)	15	14	14
	小 计 (万元)	559	672	798
	后期投资:			
	φ900 旋回破碎机 (万元)		26	
	钢丝绳胶带工程 (万元)		60	
	建筑工程 (万元)		42	
	小 计 (万元)		128	

续表

序号	项 目 名 称	I 方 案	II 方 案	III 方 案
1	2	3	4	5
6	投资合计 (万元)	559	800	798
	年经营费			
	公路及窄轨运输 (万元)	70	45	40
	破 碎 (万元)	30	28	37
	钢绳芯胶带运输 (万元)		15	
	井巷工程折旧及维修 (万元)			6
	小 计 (万元)	100	88	83
7	定 员 (人)	76	72	70
8	基建时间 (年)	2	2	2.5
9	年能源消耗			
	电 力 (kWh)	206	184	277
10	柴 油 (t)	96	51	38
	电力、柴油折算成标准煤 (t)	1017	852	1226
	占农田 (亩)	4	2	2
	其中: 旱 地	4	2	2
	水 田			

三个方案的总投资及年经营费 (万元) 表 1-17-22

年 份	I 方 案			II 方 案			III 方 案		
	投 资	年经营费	合 计	投 资	年经营费	合 计	投 资	年经营费	合 计
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	397		397	491		491	524		524
2	162		162	181		181	206		206
3		50	50		44	44	68	25	93
4		100	100		88	88		83	83
5		100	100		88	88		83	83
6		100	100		88	88		83	83
7		100	100		88	88		83	83
8		100	100		88	88		83	83
9		100	100		88	88		83	83
10		96	96		86	86		81	81
11		96	96	68	86	154		81	81
12		94	94	60	84	144		80	80

续表

年 份	I 方 案			II 方 案			III 方 案		
	投 资	年经营费	合 计	投 资	年经营费	合 计	投 资	年经营费	合 计
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
13		94	94		84	84		80	80
14		94	94		84	84		80	80
15		94	94		84	84		80	80
16		92	92		82	82		78	78
17		92	92		82	82		78	78
18		90	90		80	80		77	77
19		90	90		80	80		77	77
20		89	89		79	79		76	76
合 计	559	1671	2230	672	1489	2283	798	1391	2189

三个方案总费用现值计算表 (万元)

表 1-17-23

年 月	投资和经营合计			贴现系数 10%	总 费 用 现 值			备 注
	I 方 案	II 方 案	III 方 案		I 方 案	II 方 案	III 方 案	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	397	491	524	0.9091	361	446	478	
2	162	181	208	0.8264	134	150	170	
3	50	44	93	0.7513	38	33	70	
4	100	88	83	0.6830	68	60	57	
5	100	88	83	0.6209	62	55	52	
6	100	88	83	0.5645	56	56	47	
7	100	88	83	0.5132	51	45	43	
8	100	88	83	0.4665	47	41	39	
9	100	88	83	0.4241	42	37	35	
10	96	86	81	0.3815	37	33	31	
11	96	154	81	0.3505	34	54	28	
12	94	144	80	0.3186	30	46	25	
13	94	84	80	0.2897	27	24	23	
14	94	84	80	0.2633	25	22	21	
15	94	84	80	0.2394	23	20	19	
16	92	82	78	0.2176	20	18	17	
17	92	82	78	0.1978	18	16	15	
18	90	80	77	0.1799	16	14	14	
19	90	80	77	0.1635	15	13	13	
20	89	79	76	0.1486	13	12	11	
合 计					1117	1189	1206	

开拓、上部用斜井下部用盲井开拓以及上部用平硐下部用竖、斜井的开拓等方式。由于提升或运输方式及装备水平不同,在设计过程中,一般需要进行比较方能确定。

在方案比较中,基建投资比较的项目,主要有:

- (1) 主、副井、风井、井底车场及附属工程;
- (2) 溜井系统工程;
- (3) 坑内破碎系统工程;
- (4) 主要运输巷道、提升系统(包括主、副井井架或井塔、卷扬机房、提升机、箕斗装载硐室、井底清扫系统等);
- (5) 地面运输线路及运输设备等;
- (6) 其它(如土地征购等)。

上述这些井巷工程,根据方案的特点,不一定都参与比较。

在经营费用计算方面,除计算提升、运输有关费用外,还得计算井巷折旧费及维修费等。

地下运输开拓方案比较方法与露天开拓运输方案的比较方法相同,地下开拓方案比较实例见本卷下册第三章。

17.4.3.4 地下矿采矿方法选择

采矿方法是地下矿山生产过程的主要环节。一个矿山的采矿方法选择的正确与否,不仅影响到矿山能否顺利投产和达产,而且还直接影响到产量和质量及资源的综合利用。因此,必须结合各个矿床的具体特征正确选择采矿方法,是设计工作中的一项重要任务。

随着采矿科学的技术发展,新工艺、新设备的不断出现,对同一矿床会有几种采矿方法,这时就需要加以比较和选择,以达到生产上安全可靠,技术上先进,经济效益好的目的。

1. 选择地下矿采矿方法的基本要求

- (1) 安全,即确保工人在开采过程中安全生产,并设法改善工人劳动条件;
- (2) 矿块开采强度大,生产能力高,工艺简单;
- (3) 采矿设备选型合理,设备效率高;
- (4) 矿山通风、防尘要符合国家标准;
- (5) 矿石损失率与贫化率低,资源利用率好;
- (6) 经济效益优越,材料消耗少,矿石成本低,劳动生产率高。

2. 选择地下矿采矿方法应考虑的主要因素

- (1) 矿体的产状,矿石与围岩的物理机械性质;
- (2) 矿床地质构造和水文地质条件;
- (3) 矿石品位及价值,有益有害成分含量和分布情况;
- (4) 加工部门对矿石质量的技术要求;
- (5) 矿石开采贫化率和损失率;
- (6) 地表是否允许陷落;
- (7) 设计规模、基建工程量及建设速度;
- (8) 主要设备和有关材料的供应条件;
- (9) 生产管理和工人劳动卫生安全条件;
- (10) 基建投资、生产成本和劳动生产率。

3. 采矿方法选择比较

采矿方法选择比较及实例见本卷下册第二篇第四章。

17.5 矿山企业经济评价

矿山企业经济评价,它是从企业的角度出发,按现行价格(或测算价格),对企业投入和产出的全部费用进行计算分析,以准确评价投资项目的经济效益。

在设计工作中,企业经济评价一般要编制现金流量计算表和财务平衡表(包括销售利润计算表),以及不确定性计算分析。然后对建设项目作出经济评价。

17.5.1 现金流量表

现金流量表的编制计算,是根据项目在基建和生产年限内各年的现金收支预测(现金

现金流量计算表(全部投资)

表 1-17-24

序号	项 目	合 计	建 设 期		生 产 期				
			1	2	3	4	5		n
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
一	计算产量								
	现金流入								
	1. 销售收入								
	2. 回收固定资产余值								
	3. 回收流动资金								
	流入小计								
二	现金流出								
	1. 基建投资								
	2. 流动资金								
	3. 经营成本								
	4. 销售税金								
	5. 资源税								
	流出小计								
三	净现金流量								
四	累计净现金流量								
	指标计算								
一	净现值								
	折现系数($i = \%$)								
	净现值								
	累计净现值								
二	内部收益率								
	1. 折现系数($i_1 = \%$)								
	净现值								
	2. 折现系数($i_2 = \%$)								
	净现值								
	内部收益率								
			投 资 回 收 期						

- 注: 1. 矿山工业项目的采矿部分用销售成本代替经营成本。
 2. 根据需要可在现金流入和现金流出栏里增填项目。
 3. 经营成本中不包括基本折旧及流动资金借款利息。
 4. 销售税金系指产品税、增值税、营业税。

流入和现金流出), 考虑时间的价值因素, 进行现值计算, 以此来计算项目的投资收益率指标。

现金流量计算表, 按其投资项目的资金筹措方式, 分为全部投资的现金流量计算表和自有资金的现金流量计算表等两种计算格式。

17.5.1.1 现金流量计算表 (全部投资)

该表以全部投资作为计算基础。用以计算全部投资内部收益率、净现值及投资回收期等评价指标。其计算格式见表1-17-24。

17.5.1.2 现金流量计算表 (自筹资金)

该表以自有资金为计算基础, 包括计算借款利息和本金偿还的现金流量。可用以计算

现金流量计算表 (自有资金)

表 1-17-25

序号	项 目	合 计	建 设 期			生 产 期			
			1	2	3	4	5		n
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
一	计算产量								
	现金流入								
	1. 销售收入								
	2. 回收固定资产余值								
二	3. 回收流动资金								
	流入小计								
	现金流出								
	1. 基建投资中自有资金								
三	2. 流动资金中自有资金								
	3. 借款利息偿还								
	4. 借款本金偿还								
	5. 经营成本								
四	6. 销售税金								
	7. 资源税								
	流出小计								
	净现金流量								
一	累计现金流量								
	指标计算								
	净现值								
	折现系数 ($i = \%$)								
二	净现值								
	内部收益率								
	1. 折现系数 ($i_1 = \%$)								
	净现值								
	2. 折现系数 ($i_2 = \%$)								
	净现值								
内部收益率									

- 注: 1. 矿山工业项目的采矿部分用销售成本代替经营成本。
 2. 根据需要可在现金流入和现金流出栏里增加项目。
 3. 经营成本中不包括基本折旧及流动资金借款利息。
 4. 销售税金系指产品税、增值税、营业税。

自有资金内部收益率,净现值等评价指标。涉及外资的项目,可以国内资金(包括国家预算内投资,国内贷款和自筹资金等)为计算基础,用以计算国内资金内部收益率。其计算格式见表1-17-25。

现金流量计算表1-17-24和表1-17-25中企业内部收益率系指将投资项目在建设和生产服务年限内各年净现金流量进行贴现计算,使累计的净现值等于零时的折现率。企业内部收益率分为全部投资内部收益率和自有资金内部收益率。涉及外资的项目,尚应计算国内资金内部收益率。

内部收益率,是用以衡量项目的盈利能力。其计算公式表达式见公式(1-17-13)和公式(1-17-14)。

投资回收期(投资返本年限):是以项目的净收益抵偿全部投资所需要的时间,它是反映工业项目财务上清偿能力的重要指标。投资回收期自建设开始年算起,但应同时写明投产开始年算起的投资回收期。

计算方法有二:

1. 按一般回收期计算(静态)

表达式为:

$$I = \sum_{t=1}^{P_t} (s - c' - T) \quad (1-17-28)$$

式中 I ——总投资(包括基建投资和流动资金);

s ——年销售收入;

c' ——年经营总成本(不包括基本折旧和流动资金借款利息);

T ——年销售税金,资源税;

P_t ——投资回收期(自建设开始年算起);

$\sum_{t=1}^{P_t}$ ——自建设开始年至 P 年的总和。

2. 按现值法计算(动态)

表达式为:

$$P(I) = \sum_{t=1}^{P'_t} (s - c' - T)_t a_t \quad (1-17-29)$$

式中 $P(I)$ ——总投资现值(包括基建投资和流动资金);

P'_t ——动态回收投资期(自建设开始年算起);

a_t ——第 t 年的折现系数。

投资回收期直接用全部投资现金流量计算表推算。投资回收期的详细计算公式为:

投资回收期 = (累计净现金流量开始出现正值年份数) - 1 +

$$\frac{\text{上年累计净现金流量现值的绝对值}}{\text{当年净现金流量现值}} \quad (1-17-30)$$

17.5.2 财务平衡表

财务平衡表(包括销售利润计算表),它是根据投资项目的具体财务条件(借款和自有资金的比例,借款利率及偿还条件等),执行所在部门和国家的有关财务规定(如用于

偿还借款的折旧费比例和减免等规定) 进行计算, 通过财务平衡表可以预计工业项目建设和生产年限内各年利润和资金盈余或短减情况, 选择资金筹资方案制定资金筹措和偿还计划, 计算借款偿还期及获利情况。

财务平衡表及销售利润及利润总额计算表的内容和格式见表1-17-26。

财 务 平 衡 表

表 1-17-26

序号	项 目	合 计	建 设 期		生 产 期				
			1	2	3	4	5	6	7
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
一	资金来源								
	1. 利润总额								
	2. 基本折旧								
	其中: 可作归还借款的折旧								
	3. 基建投资借款								
	1). 国内借款								
	2). 国内短缺资金借款								
	3). 外汇借款								
	4). 外汇短缺资金借款								
	4. 流动资金借款								
	5. 企业自有资金								
	1). 用于基建投资								
	2). 用于流动资金								
	6. 回收固定资产余值								
	7. 回收自有流动资金来源小计								
二	资金运用								
	1. 基建投资								
	2. 流动资金								
	3. 还款期间的企业留利								
	4. 基建投资借款利息偿还								
	1). 国内借款本金								
	2). 国内短缺资金借款本金								
	3). 外汇借款本金								
	4). 外汇短缺借款本金								
	6. 企业留用的基本折旧								
	7. 上缴的基本折旧								
	8. 所得税								
	9. 盈余资金								
	运用小计								

注: 1. 根据需要可在资金来源及资金运用栏里增减项目。

2. 流动资金借款利息包括在销售成本中。

3. 流动资金全部为借款时, 资金来源中的“回收自有流动资金”一项可以略去。

4. 盈余资金中包括所得税、调节税及企业留利, 但在还清借款的最后一年中, 盈余资金仅包括所得税和调节税。

17.5.2.1 借款偿还期

通过财务平衡表可以计算借款偿还期, 根据生产矿山实际情况, 流动资金一般都在矿山经济寿命完了时回收, 同时根据中国人民银行(84)建研便字第5号文, 即中国人民建

销售利润及利润总额计算表 (单位:) 表 1-17-27

序号	项 目	合 计	建 设 期		生 产 期				
			1	2	3	4	5	...	n
一	计算产量								
二	销售收入								
	销售成本								
	其中1. 基本折旧								
	2. 流动资金借款利息								
	3. 销售费								
三	销售税金								
四	销售利润								
五	资源税								
六	利润总额								

注: 销售税金系指产品税、增值税、营业税, 目前冶金矿山只收产品税。

设银行建设项目评估实施办法, 借款偿还期也仅指基建投资 (包括利息) 时间, 不包括流动资金偿还时间在内。

借款偿还期的表达式为:

$$I_b = \sum_{i=1}^{P_b} (F + D' + F_0) \quad (1-17-31)$$

式中 I_b ——基建借款本金及利息;

F ——年销售利润或利润总额;

D' ——年可作清偿能力的基本折旧费;

F_0 ——年可用作偿还借款的其他利益, 如产品税等;

P_b ——借款偿还期;

$\sum_{i=1}^{P_b}$ ——自建设开始至 P_b 年的可用于还款的收益的总和。

借款偿还期的详细计算公式如下:

$$\text{借款偿还期} = \left[\frac{\text{借款偿还后开始}}{\text{出现盈余年份数}} \right] - 1 + \frac{\text{当年借款偿还额}}{\text{当年可用于还款的收益额}} \quad (1-17-32)$$

上式中的小数部分也可化为月数表示。

17.5.2.2 静态投资收益率及利润率

建设项目的企业评价, 根据需要, 有时还计算其他评价指标, 如静态投资收益率、静态投资利润率等。

1. 静态投资收益率

静态投资收益率是指企业达到设计产量正常生产年份的收益和总投资之比。此指标适用生产变化不大的矿山企业评价。

静态投资收益率有两种计算方法:

(1) 按现金流量表计算, 其公式为:

$$R_c = \frac{S - C' - T}{I} \times 100\% \quad (1-17-33)$$

式中 I ——总投资（包括基建投资及流动资金）；

R_c ——投资收益率；

S, C', T ——符号意义同公式（2-21-28）。

（2）按财务平衡表计算，其公式为：

$$R_t = \frac{F + D}{I + I_c} \times 100\% \quad (1-17-34)$$

式中 R_t ——静态投资收益率；

I_c ——基建借款在建设期的利息；

F ——年销售利润或利润总额；

D ——年基本折旧费（但不包括采矿维简费）。

2. 静态投资利润率

静态投资利润率，适用于建设时间短，达产快且逐年产量变化不大的中小型矿山企业。其计算公式为：

$$P = \frac{F}{K} \times 100\% \quad (1-17-35)$$

式中 P ——投资利润率；

K ——基建投资（不包括流动资金）；

F ——年销售利润。

17.5.3 关于现金流量计算表及财务平衡表中有关规定说明

17.5.3.1 基建借款计息方法

发生借款的当年均假定发生在年中，按半年利息计算，其后年份按全年计息。还款期，还款的当年也按半年计息。各年利息计算公式为：

$$(1) \text{ 建设期每年应计利息} = \left(\text{年初借款累计} + \frac{\text{本年借款支用}}{2} \right) \times \text{利率} \quad (1-17-36)$$

$$(2) \text{ 投产期年应计利息} = \left(\text{年初借款累计} - \frac{\text{本年还本付息}}{2} \right) \times \text{利率} \quad (1-17-37)$$

$$(3) \text{ 还清年份应计利息} = \frac{\text{年初借款累计}}{2} \times \text{利率} \quad (1-17-38)$$

17.5.3.2 用基本折旧归还基建借款问题

根据国家计委、国家建委、财政部、中国人民建设银行（82）建总综字第444号规定，将部分基本折旧基金用作偿还借款之用，规定提取新投产企业（包括新建、扩建的大型生产车间和分厂）的固定资产基本折旧基金，在建成投产后的三年内，基本折旧基金百分之二十留给企业，百分之八十归还贷款。从国外引进的大型建设项目，在建成投产后的三年内，基本折旧基金百分之十留给企业，百分之九十归还贷款，三年后，所有贷款企业提取的折旧资金，一律以百分之五十留给企业，百分之五十归还贷款。

采矿企业提取的维简费，全部留给企业作更新改造用，不能用作偿还贷款。

17.5.3.3 税金计算问题

1. 产品税

当设计企业的产品作为商品外销时, 根据国家规定, 应交付产品税, 其税率为: 黑色金属矿采选产品 (包括铁、锰、铬矿石), 有色金属采、选产品 (包括原矿和精矿), 按产品销售收入的 3%, 非金属矿采选产品, 如白云石按销售收入的 8%, 石灰石按 5% 提取。

2. 资源税

资源税暂只对原油、天然气、煤炭征收, 金属矿产品和其他非金属矿产品暂缓征收。

3. 所得税和调节税

还完借款后的第二年开始计算企业所得税, 国营企业的所得税率, 大中型企业, 适用 55% 的固定比例税率, 小型企业适用八级超额累进税率。

大中型企业所得税按应纳税所得额的 55% 计算。小型企业所得税按应纳税所得额 $\times$ 适用税率 - 速算扣除数计算。大中型和小型企业的划分, 按照国家规定的标准执行。

调节税税率须由财税部门和工商企业主管部门核定, 因此在财务平衡表中不单独列出。

17.5.3.4 固定资产余值

固定资产余值, 根据国务院文件, 国发[1985]63号文, 即“国营企业固定资产折旧试行条例”规定, 各类固定资产的净残值比例, 为原价的 3~5%。

17.5.3.5 企业留利

按工资总额 5% 为计算的企业基金, 按标准工资 10~15% 计算的奖励基金, 有新产品试制任务的工交企业按利润的 1~3% 核给的新产品试制基金。矿山企业不搞新产品试制。企业留利只在基建贷款项目偿还期内计算。

17.5.3.6 企业折旧的分配问题

还完基建借款后的年份, 企业基本折旧基金分配, 按照国发[1984]第 67 号文规定, “企业折旧基金分配, 从 1985 年起, 企业留用 70%, 其余 30%, 由有关部门和省、自治区、直辖市掌握”。

应当指出: 当有关部门和省、自治区和直辖市有新规定时, 应按新规定执行。

17.5.4 不确定性分析

企业经济评价的基本数据, 大部分来自预测和估算, 存在着不确定性因素。如产品产量或销售量、产品售价、销售成本、基建投资及流动资金等。大部分来自预测和估算, 在实施过程中不免有所变动, 为分析这些不确定性因素对企业经济效益的影响, 需进行不确定性分析。不确定性分析, 主要是进行盈亏平衡分析和敏感性分析, 根据需要而又有条件时, 也可进行概率分析, 以便对不确定因素和风险因素作出定量评价。

17.5.4.1 盈亏平衡分析

盈亏平衡分析, 是根据项目投产后正常年产量 (或销售量)、生产成本 (总固定成本和单位产品可变成本)、产品价格、单位产品销售税金等数据, 确定项目收益为零时的盈亏平衡点。盈亏平衡点可用产量 (销售量)、生产能力利用率等表示。盈亏平衡点越低, 表示项目可以承受更大程度的减产、滞销、降价等风险而不致亏损。

盈亏平衡点的计算公式 (见下图):

$$X_0 = \frac{f}{P(1-T_v) - V} \quad (1-17-39)$$

式中 X_0 ——盈亏平衡点的产量;
 f ——年固定总成本 (包括基本折旧);
 P ——单位产品价格;
 T_v ——单位产品销售税率;
 V ——单位产品可变成本。

17.5.4.2 敏感性分析

敏感性分析是测定各主要不确定性因素的变化对项目的经济效益指标的影响程度, 找出关键因素, 以便提出改进措施或修改方案。可能发生变化的主要因素一般指产量 (或销售量)、产品价格、成本、投资、建设周期、达产年限、换汇率等。

敏感性分析一般测定单因素变化的影响, 必要时也可分析多因素同时变化的影响。不但应分析有利因素和有利的变化, 而且还应着重于分析不利因素和不利变化。

敏感性分析使用的经济效益评价指标一般可采用静态投资收益率, 投资回收期 and 内部收益率等。此外, 借款偿还期也可进行敏感性分析。

1. 静态指标分析法

静态分析法是利用静态经济效果计算公式, 计算因素变化后的经济效果指标。其步骤是 (1) 确定拟分析的经济效果指标及其计算公式; (2) 确定拟分析的变动因素及其变化率; (3) 计算因素变化后的经济效果指标。 (4) 与基本经济效果指标比较, 求出指标变化值; (5) 列出敏感性分析表, 进行敏感性分析。

进行敏感性分析是要指出哪几个因素发生不利变化时, 对经济效果指标的影响大, 使决策者在决策时心中有数, 使企业管理者采取有效措施, 发扬有利因素, 提高企业经济效益。

当经济效果指标可由数学模型表达时, 则可由数学方法求得。经济效果指标 y :

$$y = f(x)$$

式中 x ——含有不确定性的经济参数。

则经济效果指标对不确定性经济参数的变化率为:

$$dy = f(x) dx \quad (1-17-40)$$

式中 dx ——可以理解为经济参数的变化率;

dy ——就是经济效果指标的变化率。

2. 动态指标分析法

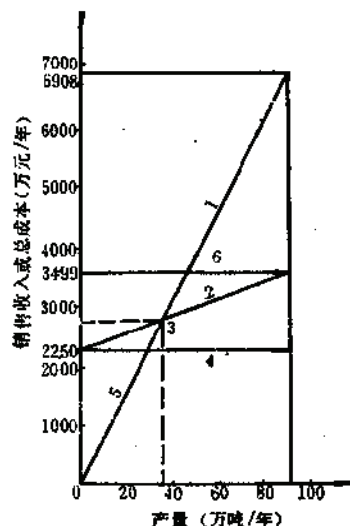


图 1-17-1 盈亏平衡图

1—销售收入 (税后) 线; 2—总成本线; 3—盈亏平衡点; 4—固定成本线; 5—亏损区; 6—盈利区

利用动态经济效果指标进行分析,其步骤为(1)根据预测的基本经济参数,计算现金流量表或财务平衡预测表,求出拟分析的经济效果指标;(2)把具有不确定性的各数据,逐一算出在它们发生某一百分率变化时,对应的新的投资经济效果指标,检验新的指标与基本情况下计算的指标的差值;(3)列出敏感性分析表,进行敏感性分析。

17.5.4.3 概率分析

概率分析是使用概率来研究预测不定因素和风险因素对项目经济效益影响的一种定量分析方法。重大工业项目的经济评价,有条件时应进行概率分析。

17.5.5 矿山改、扩建和技术改造项目的经济评价

矿山改、扩建和技术改造项目的经济效益计算,必须能反映与新建矿山没有的特殊费用(如固定资产损失、停产或减产损失、旧有固定资产拆除费)、固定资产残值以及改、扩建和技术改造有关的营业外损益等)和改、扩建目标及其效益(如增加产量、改善产品质量、合理利用资源、提高技术装备水平、改善劳动条件和环境保护及增加矿山收益等)。因此,在矿山改、扩建和技术改造项目中,应按上述内容进行详细经济计算,以便根据项目投资效果决策方案。

17.5.5.1 矿山改、扩建和技术改造项目的费用计算

1. 矿山改、扩建和技术改造项目投资费用

矿山改、扩建和技术改造项目投资费用,包括改、扩建和技术改造项目的新增投资和利用矿山旧有设施的固定资产净值等两部分。新增投资是以矿山改、扩建和技术改造项目的概算投资为准;旧有固定资产净值,即设计对原有工程设施确定使用的固定资产余值。

2. 矿山改、扩建和技术改造项目的经营费用

是指矿山改、扩建和技术改造项目建成投产后的经营成本及改、扩建和技术改造项目对旧有设施不能利用的损失、停产和减产的损失(这些损失费用可按年度列入改、扩建和技术改造项目的现金流量计算和财务平衡表中)。

17.5.5.2 矿山改、扩建和技术改造项目的经济效果评价、分析指标

(1) 主要经济效果指标:差额投资收益率、差额投资回收期、差额净现值,差额净现值指数、借款偿还年限;

(2) 辅助及分析指标:改扩建后全部投资收益率、产量、产值和利润增长额、单位投资、单位成本和折算费用指标,提高产品质量和增加产品品种的实物指标及社会效益指标,节约金属、能源和改变其结构的实物指标等。

17.5.5.3 矿山改、扩建和技术改造项目的投资收益率指标可分别按以下方法计算

(1) 可以与原有效益分开单独计算的改、扩建和技术改造项目,其新增投资收益率应为新增收益与新增投资之比;

(2) 不增加产量,只降低生产成本的改、扩建和技术改造项目,其新增投资收益率应为新增收益(成本节约额)与新增投资之比;

(3) 与原有效益和费用难以分开单独计算的改、扩建和技术改造项目,其投资收益率应为全部收益率与全部投资之比;

(4) 提高产品质量的改、扩建和技术改造项目,如果产品质量提高在价格中不能得到反映,则可参照进口价格计算,如果没有类似产品的进口价格,则要单独进行质量经济

效益计算, 计算使用部门因产品质量提高带来的收益;

(5) 尚未形成完整生产能力的续建项目, 可采用改、扩建前后的全部投资和全部收益计算投资收益。如果原有设施并未全部利用, 则应仅计算其可以利用部分的投资;

(6) 矿山投产后由于某些环节配套不完整或其他原因而未达到设计能力, 需进行改、扩建和技术改造的项目, 其投资收益率可按总投资和总效益计算, 也可按新增投资和新增效益计算。

17.5.5.4 矿山改、扩建和技术改造项目的经济评价指标编制要求

(1) 编制矿山改、扩建和技术改造前的经济效益指标;

(2) 编制矿山改、扩建和技术改造后的经济效益指标;

(3) 编制矿山改、扩建和技术改造新增投资的经济效益指标。

除上述三种经济效益要进行对比外, 新增投资经济效益还应与其他新建矿山进行比较分析。

17.6 国民经济评价

投资项目的国民经济评价是从国家角度出发, 衡量项目对国民经济的贡献大小。凡涉及外贸、利用外资的项目, 买矿与建矿的项目, 产品或原料价格明显失真的项目, 以及对其他部门产生重大影响的项目, 一般都应进行国民经济评价。

在国民经济评价中, 根据工业项目特点、研究深度以及实际需要, 对项目的费用和效益分析, 可采用动态计算, 也可采用静态计算, 或二者并用。一般应以动态计算为主。

国民经济评价需要的主要参数, 如社会折现率、计算汇率、常用投入品的价格及价格换算系数等, 须由国家有关部门制订, 并定期予以调整。在国家尚未颁布可供评价用的国家参数之前, 可根据项目的实际情况进行有关参数的选取和计算为准。社会折现率, 可暂按8%计算、分析。

17.6.1 国民经济评价方法

国民经济评价方法, 根据投资项目的要求和具备的资料条件, 可采用以调整价格为基础的评价方法, 也可采用以现行价格为基础的扩大范围的评价方法。

17.6.1.1 扩大范围的评价方法

是在企业评价基础之上, 按现行价格、扩大评价范围, 计算包括相关部门费用(投资、成本、折算费用)、相关部门效益(利润、利税、净产值等)和相应的效果指标(投资收益率、投资净产值率等)。

17.6.1.2 调整价格为基础的评价方法

该法是为了正确估算项目对国民经济的真实效果, 因此, 对于项目的效益和费用中比重大的以及国内现行价格明显“失真”的投入品和产出品价格, 应予适当调整。调整后的价格为修正价格。一般都用调整价格法进行国民经济评价计算。

项目产出品和投入品修正价格的估算方法

1. 产出品(项目产出品的出厂价格)

1) 外贸货物

直接出口的（外销产品）：离岸价格（ $f \cdot o \cdot b$ ）或国内运费和贸易费用。

间接出口的（内销产品，增加出口）：离岸价格（ $f \cdot o \cdot b$ ）减去原供应厂到港口的运费及贸易费用，加上原供应厂到用户的运费及贸易费用，再减去项目（拟建矿）到用户的运费及贸易费用。

取代进口的（内销产品、减少进口）：到岸价格（ $c \cdot i \cdot f$ ）加港口到用户的运费及贸易费用，再减去项目到用户的运费及贸易费用。

2) 非外贸货物

国内消费的货物（包括最终产品和中间产品）：供求均衡的用现行的国家统一价格或国内市场价格；供不应求的用国家统一价格加补贴或市场价格。

替代其他企业以减少或停止其他企业产出者，按其他企业相应边际分解成本（按可成本分解）定价。

没有充分根据判定产出品是否属于外贸或非外贸货物者，应按上述定价原则分别列出按外贸货物和非外贸货物计算的产出品价格。

2. 投入品（项目投入品的进厂价格）

1) 外贸货物

直接进口的（国外产品）：到岸价格（ $c \cdot i \cdot f$ ）加国内运费和贸易费用。

间接进口的（国内产品，如木材、钢材、铁矿石等，以前进口过，现在也进口），到岸价格（ $c \cdot i \cdot f$ ）加上港口到原用户的运费及贸易费用，减去供应厂到原用户的运费及贸易费用，再加上供应厂到项目（拟建矿）的运费及贸易费用。

减少出口（国内产品、如有色金属、非金属等，以前出口过，现在也能出口），离岸价（ $f \cdot o \cdot b$ ）减去供应厂到港口的运费及贸易费用，再加上供应厂到项目（拟建矿）的运费及贸易费用。

2) 非外贸货物

通过扩大生产规模供应的，按成本分解法作价。即将其成本构成要素分解为外贸货物和非外贸货物，再按本方法有关规定调价后汇总求得。

项目寿命期内无法通过扩大生产规模供应的，取分解成本、国内市场价格、国家统一价格、国家统一价格加补贴价格。

3) 特殊投入品

是指土地、自然资源、劳动力等特殊投入品的费用计算。

土地费用：征购土地的实际支付是由项目转移给地方，所以在国民经济评价中不列为费用。应列为费用的是被占用土地的机会成本，即该土地不能再用于其他用途时所放弃掉的净效益。

自然资源费用：在国民经济评价中，自然资源税和其他税金一样属于转移支付，因此不列为费用。但自然资源是社会的财富，资源的消耗社会要付出代价。因此，应该计算自然资源费用（资源费包括勘探成本和资源本身的价值）。

工资（包括奖金等工资附加费）：在国民经济评价的净产值（国民收入，即社会纯收入加工资）指标计算中，工资不列为费用。应列为费用的是劳动力的机会成本，以及社会为安排劳动力而付出的其他费用。在社会纯收入指标的计算中，工资仍列为费用，则按上述原则进行调整。但考虑到工资在成本中所占比重不大，为简化计算，一般不予调整。

17.6.2 评价指标

国民经济评价指标是依据调整后（指价格等经过调整以后的）全部投资现金流量表（见表1-17-28）和国内投资现金流量表（见表1-17-29）。前者以全部投资作为计算的基础，可用以计算全部投资的净产值现值、净产值现值率、净产值内部收益率和社会纯收入内部收益率等评价指标；后者则以国内投资为计算基础，将国外贷款利息和本金的偿还、外国资金的股息和红利的支付，以及外籍人员工资等财务条件考虑在内，可用以计算国内投资（包括国内贷款及自筹资金等）的净产值现值、净产值现值率、净产值内部收益率和社会纯收入内部收益率等评价指标。

不涉及国外投资和国外贷款的项目，因国内投资现金流量就是全部投资现金流量，可只编制全部投资现金流量表，不编制国内投资现金流量表。涉及国外投资和国外贷款的项目，除应编制国内投资现金流量表作为计算、评价项目指标的主要依据外，尚需编制全部投资现金流量表，计算、考察项目（包括国外投资者和贷款者的利益在内）的经济效果。

国民经济评价一般采用净产值现值为主要指标，并以净产值内部收益率和社会纯收入内部收益率作为补充指标。此外，还可采用净产值现值率作为不同投资项目的排队指标。

17.6.2.1 采用动态评价指标

1. 净产值现值

净产值现值（ NPV_t ）是反映项目对国家贡献的一项绝对效果指标，是用来进行项目评价和方案选择的主要依据。它是按设定的折现率或社会折现率将项目建设和生产服务年限内各年的净产值折现到基准年的现值之和。其按全部投资计算的表达式为：

$$NPV_t = \sum_{i=1}^n (S_A - MI_A - I_A + R_E)_i a_i \quad (1-17-41)$$

按国内投资计算为：

$$NPV'_t = \sum_{i=1}^n (S_A - MI_A - I'_A - R_F + R_E)_i a_i \quad (1-17-42)$$

式中 S_A ——年销售收入（调整后）；

MI_A ——除工资外的其他投入（调整后）；

I_A ——全部投资费用（包括基建投资、流动资金和项目服务期限内的正常的设备更新费用）（调整后）；

I'_A ——国内投资部分（调整后）；

R_F ——流至国外的金额，如偿还国外贷款利息和本金、合资经营的国外股本的股息和红利，以及外籍人员的工资等；

R_E ——项目外部效益；

a_i ——第 i 年的折现系数（与社会折现率 i 对应）， $a_i = (1+i)^{-i}$ 。

净产值现值可以通过调整后的现金流量现值计算求得。

一般来说，净产值现值不小于工资现值的项目，才是可以接受的。在投资规模相近的项目多方案的比较中，应选择净产值现值最大的方案。

2. 净产值现值率

净产值现值率（ $NPVR_t$ ）是反映项目单位投资为国民经济所作贡献的相对效果指标。

表 1-17-28

调整后的全部投资现金流量表 (单位: 万元)

序 号	项 目	合 计	建 设 期			投 产 期		达 到 设 计 生 产 能 力				
			1	2	3	4	5	6	7	8		9
一、	计算产量											
	现金流入											
	1. 销售收入											
	2. 回收固定资产余值											
	3. 回收流动资金											
二、	小 计											
	4. 项目外部收益											
	流入合计											
	现金流出											
	1. 基建投资											
三、	2. 流动资金											
	3. 除工资之外的其他收入											
	小 计											
	4. 项目外部费用											
	流出合计											
四、	净产值净现金流量											
	工资及附加费 (一)											
	社会纯收入净现金流量											
	指标计算											
	净产值现值 ($i = \%$)											
一、	净产值内部收益率											
	1. 净现值 ($i_1 = \%$)											
	2. 净现值 ($i_2 = \%$)											
	社会纯收入内部收益率											
	1. 净现值 ($i_1 = \%$)											
三、	2. 净现值 ($i_2 = \%$)											

$$\text{净产值内部收益率 } (IRR_1) = i_1 + \frac{[NPV_1]}{[NPV_1] + [NPV_2]}(i_2 - i_1) = \%$$

$$\text{社会纯收入内部收益率 } (IRR_2) = i_2 + \frac{[NPV_2]}{[NPV_1] + [NPV_2]}(i_3 - i_2) = \%$$

续表

序 号	项 目	合 计	建 设 期			投 产 期			达 到 设 计 生 产 能 力					
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13		
三、	净产值现金流量													
四、	工资及附加费 (一)													
五、	社会纯收入净现金流量													
	指标计算													
一、	净产值内部收益率													
	1.净现值($i_1 = \%$)													
	2.净现值($i_2 = \%$)													
二、	社会纯收入内部收益率													
	1.净现值($i_1 = \%$)													
	2.净现值($i_2 = \%$)													

$$\text{净产值内部收益率 } (IRR'_0) = i_1 + \frac{[NPV_1]}{[NPV_1] + [NPV_2]} (i_2 - i_1) = \%$$

$$\text{社会纯收入内部收益率 } (IRR'_s) = i_1 + \frac{[NPV_1]}{[NPV_1] + [NPV_2]} (i_2 - i_1) = \%$$

它是净产值现值与总投资现值之比，亦即单位投资现值的净产值现值。

其按全部投资计算的表达式为：

$$NPVR_t = \frac{\sum_{t=1}^n (S_A - MI_A - I_A + R_E)_t a_t}{P(I_A)} \quad (1-17-43)$$

按国内投资计算的为：

$$NPVR'_t = \frac{\sum_{t=1}^n (S_A - MI_A - I'_A - R_F + R_E)_t a'_t}{P(I'_A)} \quad (1-17-44)$$

式中 $P(I_A)$ ——全部投资（调整后）的现值；

$P(I'_A)$ ——国内投资（调整后）的现值。

在不同投资规模或不同部门和行业的投资方案比选时，一般应优先选择指标高的投资方案。

3. 净产值内部收益率

净产值内部收益率 (IRR_t) 是反映项目对国家贡献的一项相对效果指标，是用来进行项目评价的补充指标。它是指项目在建设和生产服务年限内各年净产值现值累计等于零时的折现率。

常规投资项目，按全部投资计算的净产值内部收益率的表达式为：

$$\sum_{t=1}^n (S_A - MI_A - I_A + R_E)_t a_t = 0 \quad (1-17-45)$$

按国内投资计算的为：

$$\sum_{t=1}^n (S_A - MI_A - I'_A - R_F + R_E)_t a'_t = 0 \quad (1-17-46)$$

(按国内投资计算的)

式中 $a_t = (1 + IRR_t)^{-t}$

$a'_t = (1 + IRR'_t)^{-t}$

IRR_t 及 IRR'_t 即为按全部投资和国内投资分别计算的净产值内部收益率。

IRR_t 及 IRR'_t 可分别通过调整后的全部投资现金流量表及国内投资现金流量表现值计算，用试差法求得。

4. 社会纯收入内部收益率

社会纯收入内部收益率 (IRR_m) 也是反映项目经济效益的一项补充指标。社会纯收入内部收益率是指项目建设和生产服务年限内，各年纯收入现值累计等于零时的折现率。

常规投资项目，其按全部投资计算的社会纯收入内部收益率的表达式为：

$$\sum_{t=1}^n (S_A - MI_A - W - I_A + R_E)_t a_t = 0 \quad (1-17-47)$$

按国内投资计算的为：

$$\sum_{t=1}^n (S_A - MI_A - W - I'_A - R_F + R_E)_t a'_t = 0 \quad (1-17-48)$$

式中 W ——工资及工资附加费；

$$a_t = (1 + IRR_m)^{-t}$$

$$a'_t = (1 + IRR'_m)^{-t}$$

IRR_m 及 IRR'_m 即为全部投资和国内投资分别计算的社会纯收入内部收益率。

IRR_m 及 IRR'_m 可分别通过调整后的全部投资现金流量表及国内投资现金流量表现值计算,用试差法求得。在项目评价中, IRR_m 及 IRR'_m 应不低于社会折现率。

根据项目具体情况和实际需要,国民经济评价也可计算投资净产值率和投资纯收入率等静态评价指标。

17.6.2.2 采用静态评价指标

1. 投资净产值率

投资净产值率(R_{vm})是项目达到正常生产规模年份的净产值和总投资之比。计算公式为:

$$R_{vm} = \frac{S_A - MI_A D_A + R_E}{I_A} \quad (1-17-49)$$

(按全部投资计算的)

$$R'_{vm} = \frac{S_A - MI_A - D_A - R_F + R_E}{I'_A} \quad (1-17-50)$$

(按国内投资计算的)

式中 D_A ——年基本折旧费(调整后)。

2. 投资纯收入率

投资纯收入率(R_A)是项目达到正常生产规模年份的社会收益(利、税)与总投资之比。按全部投资计算的公式为:

$$R_A = \frac{S_A - MI_A - W - D_A + R_E}{I_A} \quad (1-17-51)$$

按国内投资计算的公式为:

$$R'_A = \frac{S_A - MI_A - W - D_A - R_F + R_E}{I'_A} \quad (1-17-52)$$

3. 采用附加评价指标

国民经济评价,根据项目的特点和实际需要,还可采用一些附加评价指标,进行多方面分析。这些指标是:

1) 净外汇效果

净外汇效果是分析、评价项目实施后对国家外汇状况影响的一个指标。涉及外贸、外资以及影响外汇流量的项目,一般要进行净外汇效果分析。净外汇流量的表达式为:

$$P(FE) = \sum_{t=1}^n (FI_t - FO_t) a_t \quad (1-17-53)$$

式中 $P(FE)$ ——在项目建设和生产服务年限内净外汇流量现值;

FI_t ——第 t 年的外汇流入;

FO_t ——第 t 年的外汇流出;

a_t ——折现系数(与社会折现率对应)。

净外汇流量和净外汇效果的净现值可通过外汇流量表(见表1-17-30)计算求得。

选择项目和方案时，净外汇效果净现值大为优。

2) 换汇成本

换汇成本 (C_F) 或称换汇率是分析、评价项目实施后在国际上的竞争力，进而判断其产品能否出口的一个指标。其表达式为：

$$C_F = \frac{\sum_{t=1}^n DR_t a_t}{\sum_{t=1}^n (FI - FO)_t a_t} \quad (1-17-54)$$

式中 DR_t ——项目在 t 年为出口产品投入的国内资源（包括投资的国内部分，生产中物料投入和工资）。

项目换汇成本与计算汇率比较，低于或等于计算汇率的项目是可以接受的。

17.6.3 改、扩建项目的国民经济评价

改、扩建项目的国民经济评价主要是从国家角度出发，判定项目的改、扩建与不改、扩建的利弊。其评价指标的计算基础应是项目建设和生产服务年限内各年的增量（差额）现金流量，即计算改、扩建后的新增投资和新增效益。必要时，尚需同时计算改、扩建的总投资和总效果。

改、扩建项目经济评价的基本原则及方法与新建项目的国民经济评价方法类似，可参照上述方法计算其项目评价指标。

在计算改、扩建项目的国民经济评价指标时，应注意下列问题：

(1) 在计算改、扩建后的经济效果时，产出和投入均应包括已有的和新增的。其中已有投资宜用固定资产调价后的重估值（变现值）。如果折余值基本符合实际情况时，亦可采用调价后的折余值。

(2) 利用原固定资产时，使用寿命应按其尚能正常工作年限计算。矿山项目的维简费作为项目的支出，则原有固定资产可按改、扩建后项目寿命年限计算，而不必另增更新设备投资。

(3) 对于尚未建成投产的停建项目，在进行改、扩建时，其基建投资应为新增投资加上已有固定资产估计尚可售得的净价值。

(4) 评价改、扩建项目时，因施工造成的停产损失及固定资产的拆除费和残值均应计算在内。

17.6.4 不确定性分析

国民经济评价的不确定性分析，一般均应包括敏感性分析、盈亏平衡分析、概率分析。其测算内容和分析方法与企业经济评价的不确定性分析基本一致（详见企业经济评价部分）。但国民经济评价的不确定性的指标和费用（投入和产出费用）应按调整后的价格计算。

17.6.5 利息计算公式因素表

复利息系数见表1-17-31；现值系数见表1-17-32；等额序列复利息系数见表1-17-33；投

入基金系数见表1-17-34, 资金回收系数见表1-17-35, 等额序列现值系数见表1-17-36。

复利息系数 (F_{P_0}), $(1+i)^n$

表 1-17-31

i n	1 %	2 %	3 %	4 %	5 %
1	1.01000	1.02000	1.03000	1.04000	1.05000
2	1.02010	1.04040	1.06090	1.08160	1.10250
3	1.03030	1.06121	1.09273	1.12486	1.15762
4	1.04060	1.08243	1.12551	1.16986	1.21551
5	1.05101	1.10408	1.15927	1.21665	1.27623
6	1.06152	1.12616	1.19405	1.26532	1.34010
7	1.07214	1.14869	1.22987	1.31593	1.40710
8	1.08286	1.17166	1.26677	1.36857	1.47746
9	1.09369	1.19509	1.30477	1.42331	1.55133
10	1.10462	1.21899	1.34392	1.48024	1.62889
11	1.11567	1.24337	1.38423	1.53945	1.71034
12	1.12683	1.26824	1.42576	1.60103	1.79586
13	1.13809	1.29361	1.46853	1.66507	1.88565
14	1.14947	1.31948	1.51259	1.73168	1.97993
15	1.16097	1.34587	1.55797	1.80094	2.07893
16	1.17258	1.37279	1.60471	1.87298	2.18287
17	1.18430	1.40024	1.65285	1.94790	2.29202
18	1.19615	1.42825	1.70243	2.02582	2.40662
19	1.20811	1.45681	1.75351	2.10685	2.52695
20	1.22019	1.48595	1.80611	2.19112	2.65330
21	1.23239	1.51567	1.86029	2.27877	2.78596
22	1.24472	1.54598	1.91610	2.36992	2.92526
23	1.25716	1.57690	1.97359	2.46472	3.07152
24	1.26973	1.60844	2.03279	2.56330	3.22510
25	1.28243	1.64061	2.09378	2.66584	3.38635
26	1.29526	1.67342	2.15659	2.77247	3.55567
27	1.30821	1.70689	2.22129	2.88337	3.73346
28	1.32129	1.74102	2.28793	2.99870	3.92013
29	1.33450	1.77584	2.35657	3.11865	4.11614
30	1.34785	1.81136	2.42726	3.24340	4.32194
32	1.37491	1.88454	2.57508	3.50806	4.78494
34	1.40253	1.96068	2.73191	3.79432	5.25335
36	1.43077	2.03989	2.89828	4.10393	5.79182
38	1.45953	2.12230	3.07478	4.43881	6.38548
40	1.48880	2.20804	3.26204	4.80102	7.03999
44	1.54932	2.39005	3.67145	5.61652	8.55715
48	1.61223	2.58707	4.13225	6.57053	10.40127
52	1.67739	2.80033	4.65089	7.68659	12.64281
56	1.74451	3.03117	5.23461	8.99222	15.36741
60	1.81370	3.28103	5.89160	10.51983	18.67919
70	2.00676	3.99956	7.91782	15.57162	30.42843
80	2.21672	4.87544	10.64089	23.04980	49.56144
90	2.44863	5.94313	14.30047	34.11933	80.73036
100	2.70481	7.24465	19.21863	50.50495	131.50126
110	2.98780	8.83118	25.82823	74.75966	214.20169
120	3.30039	10.76516	34.71099	110.66256	348.91198

续表

$\begin{matrix} i \\ n \end{matrix}$	6 %	7 %	8 %	10 %
1	1.06000	1.07000	1.08000	1.10000
2	1.12360	1.14490	1.16640	1.21000
3	1.19102	1.22504	1.25971	1.33100
4	1.26248	1.31080	1.36049	1.46410
5	1.33823	1.40255	1.46933	1.61061
6	1.41852	1.50073	1.58687	1.77156
7	1.50363	1.60578	1.71382	1.94872
8	1.59385	1.71819	1.85093	2.14359
9	1.68948	1.83846	1.99900	2.35795
10	1.79085	1.96715	2.15892	2.59374
11	1.89830	2.10485	2.33164	2.85312
12	2.01220	2.25219	2.51817	3.13843
13	2.13293	2.40984	2.71962	3.45227
14	2.26090	2.57853	2.93719	3.79750
15	2.39656	2.75903	3.17217	4.17725
16	2.54035	2.95216	3.42594	4.59497
17	2.69277	3.15882	3.70002	5.05447
18	2.85434	3.37993	3.99602	5.55992
19	3.02560	3.61653	4.31570	6.11591
20	3.20714	3.86968	4.66096	6.72750
21	3.39956	4.14056	5.03383	7.40026
22	3.60354	4.43040	5.43654	8.14027
23	3.81975	4.74053	5.87146	8.95430
24	4.04893	5.07237	6.34118	9.84973
25	4.29187	5.42743	6.84848	10.83471
26	4.54938	5.80735	7.39335	11.91818
27	4.82235	6.21387	7.98806	13.10999
28	5.11169	6.64884	8.62711	14.42099
29	5.41839	7.11426	9.31727	15.86309
30	5.74349	7.61226	10.06266	17.44940
32	6.45339	8.71527	11.73708	21.11378
34	7.25103	9.97811	13.69013	25.54767
36	8.14725	11.42394	15.96817	30.91268
38	9.15425	13.07927	18.62528	37.40434
40	10.28572	14.97446	21.72452	45.25926
44	12.98548	19.62846	29.55597	66.28408
48	16.39387	25.72891	40.21057	97.01723
52	20.69689	33.72535	54.70604	142.04293
56	26.12934	44.20705	74.42696	207.98506
60	32.98769	57.94643	101.25706	304.48164
70	59.07593	113.98939	218.60641	789.74696
80	105.79599	224.23439	471.95483	2046.40021
90	189.46451	441.10298	1018.91509	5313.02261
100	339.30208	867.71632	2199.76125	13780.61232
110	607.63835	1706.92935	4749.11956	35749.35930
120	1088.18775	3357.78838	10252.99292	92709.06867

续表

$\frac{i}{n}$	12%	14%	16%	18%
1	1.12000	1.14000	1.16000	1.18000
2	1.25440	1.29960	1.34560	1.39240
3	1.40493	1.48154	1.56090	1.64303
4	1.57352	1.68896	1.81064	1.93878
5	1.76234	1.92541	2.10034	2.28776
6	1.97382	2.19497	2.43640	2.69955
7	2.21068	2.50227	2.82622	3.18547
8	2.47596	2.85259	3.27841	3.75886
9	2.77308	3.25195	3.80296	4.43545
10	3.10585	3.70722	4.41144	5.23384
11	3.47855	4.22623	5.11726	6.17593
12	3.89598	4.81790	5.93603	7.28759
13	4.36349	5.49241	6.88579	8.59936
14	4.88711	6.26135	7.98752	10.14724
15	5.47357	7.13794	9.26552	11.97375
16	6.13039	8.13725	10.74800	14.12902
17	6.86604	9.27646	12.46768	16.67225
18	7.68997	10.57517	14.46251	19.67325
19	8.61276	12.05569	16.77652	23.21444
20	9.64629	13.74349	19.46076	27.39303
21	10.80385	15.66758	22.57448	32.32378
22	12.10031	17.86104	26.18640	38.14206
23	13.55235	20.36158	30.37622	45.00763
24	15.17863	23.21221	35.23642	53.10901
25	17.00006	26.46192	40.87424	62.66863
26	19.04007	30.16658	47.41412	73.94898
27	21.32448	34.38991	55.00038	87.25980
28	23.88387	39.20449	63.80044	102.96656
29	26.74993	44.69312	74.00851	121.50054
30	29.95992	50.95016	85.84988	143.37064
32	37.58173	66.21483	115.51959	199.62928
34	47.14252	86.05279	155.44317	277.96381
36	59.13557	111.83420	209.16432	387.03680
38	74.17966	145.33973	281.45151	538.91004
40	93.05097	188.88351	378.72116	750.37834
44	146.41750	319.01673	685.72744	1454.81685
48	230.39078	538.80655	1241.60509	2820.56655
52	362.52435	910.02279	2248.09904	5468.45169
56	570.43908	1536.99224	4070.49660	10602.71251
60	897.59693	2595.91866	7370.20136	20555.13995
70	2787.79983	9623.64488	32513.16481	107582.22229
80	8658.48309	35676.98179	143429.71573	563067.65889
90	26891.93420	132262.46731	632730.87918	
100	83522.26564	490326.23785		
110	259407.47907			
120	805680.25400			

续表

$\frac{i}{n}$	20%	22%	24%	26%
1	1.20000	1.22000	1.24000	1.26000
2	1.44000	1.48840	1.53760	1.58760
3	1.72800	1.81585	1.90682	2.00038
4	2.07360	2.21533	2.36421	2.52047
5	2.48832	2.70271	2.93163	3.17580
6	2.98598	3.29730	3.63522	4.00150
7	3.58318	4.02271	4.50767	5.04190
8	4.29982	4.90771	5.58951	6.35279
9	5.15978	5.98740	6.93099	8.00451
10	6.19174	7.30463	8.59443	10.08569
11	7.43008	8.91165	10.65709	12.70796
12	8.91610	10.87221	13.21479	16.01204
13	10.69932	13.26410	16.38634	20.17516
14	12.83918	16.18220	20.31906	25.42071
15	15.40702	19.74229	25.19563	32.03009
16	18.48843	24.08559	31.24259	40.35792
17	22.18611	29.38442	38.74081	50.85097
18	26.62333	35.84899	48.03860	64.07223
19	31.94800	43.73577	59.56786	80.73100
20	38.33760	53.35764	73.86415	101.72107
21	46.00512	65.09632	91.59155	128.16854
22	55.20614	79.41751	113.57352	161.49236
23	66.24737	96.88936	140.33116	203.48038
24	79.49685	118.20502	174.63064	256.38528
25	95.39622	144.21013	216.54199	323.04545
26	114.47546	175.93636	268.51207	407.03727
27	137.37055	214.64236	332.95497	512.86696
28	164.84466	261.86368	412.86416	646.21236
29	197.81359	319.47368	511.95156	814.22758
30	237.37631	389.75789	634.81993	1025.92675
32	341.82189	580.11565	976.09913	1628.76131
34	492.22352	863.44413	1500.85002	2585.82145
36	708.80187	1285.15025	2307.70699	4105.25014
38	1020.67470	1912.81763	3548.33027	6517.49511
40	1469.77157	2847.03776	5455.91262	10347.17524
44	3047.71832	6307.14114	12898.94369	26079.78369
48	6319.74871	13972.42773	30495.86016	65733.41046
52	13104.63093	30953.60204	72098.73222	165679.33621
56	27173.76270	68572.58435	170456.81478	417590.41947
60	56347.51433		402996.34696	
70	348888.95674			
80				
90				
100				
110				
120				

续表

$\frac{f}{n}$	28%	30%	40%	50%
1	1.28000	1.30000	1.40000	1.50000
2	1.63840	1.69000	1.96000	2.25000
3	2.09715	2.19700	2.74400	3.37500
4	2.68435	2.85610	3.84160	5.06250
5	3.43597	3.71293	5.37824	7.59375
6	4.39805	4.82681	7.52954	11.39062
7	5.62950	6.27485	10.54135	17.08594
8	7.20576	8.15731	14.75789	25.62891
9	9.22337	10.60450	20.66105	38.44336
10	11.80592	13.78585	28.92547	57.68504
11	15.11157	17.92160	40.49565	86.49756
12	19.34281	23.29809	56.69391	129.74634
13	24.75880	30.28751	79.37148	194.61951
14	31.69126	39.37376	111.12007	291.92926
15	40.56482	51.18589	155.56810	437.69389
16	51.92297	66.54166	217.79533	656.84084
17	66.46140	86.50416	304.91347	985.26125
18	85.07059	112.45541	426.87885	1477.89188
19	108.89036	146.19203	597.63040	2216.83782
20	139.37968	190.04964	836.68255	3325.25673
21	178.40596	247.06453	1171.35558	4987.88509
22	228.35983	321.18389	1639.89781	7481.82764
23	292.30033	417.53905	2295.85693	11222.74146
24	374.14442	542.80077	3214.19970	16834.11219
25	478.90486	705.64100	4499.87958	25251.16828
26	612.99822	917.33330	6299.83141	37876.75243
27	784.63772	1192.53329	8819.76398	56815.12864
28	1004.33628	1550.29328	12347.66957	85222.69295
29	1285.55043	2015.38126	17286.73739	127834.03943
30	1645.50456	2619.99564	24201.43235	191751.05915
32	2695.99467	4427.79264	47434.80740	431439.88306
34	4417.11766	7482.96955	92972.22250	970739.73686
36	7237.00557	12646.21855	182225.55610	
38	11857.10993	21372.10934	357162.08996	
40	19426.68891	36118.86479	700037.69631	
44	52148.12095	103159.08971		
48	139984.04627	294632.67611		
52	375766.81290	841500.38619		
56				
60				
70				
80				
90				
100				
110				
120				

续表

i n	100%	
1	2.	
2	4.	
3	8.	
4	16.	
5	32.	
6	64.	
7	128.	
8	256.	
9	512.	
10	1024.	
11	2048.	
12	4096.	
13	8192.	
14	16384.	
15	32768.	
16	65536.	
17	131072.	
18	262144.	
19	524287.	
20	1048575.	
21	2097151.	
22	4194303.	
23	8388607.	
24	16777215.	
25	33554431.	
26	67108863.	
27	134217727.	
28	268435455.	
29	536870911.	
30		
32		
34		
36		
38		
40		
44		
48		
52		
56		
60		
70		
80		
90		
100		
110		
120		

$$\text{现值系数}(F_{sp}), \frac{1}{(1+i)^n}$$

表 1-17-32

$i \backslash n$	0.5%	1%	1.5%	2%	2.5%	3%
1	0.99502	0.99010	0.98522	0.98039	0.97561	0.97087
2	0.99007	0.98030	0.97066	0.96117	0.95181	0.94260
3	0.98515	0.97059	0.95632	0.94232	0.92860	0.91514
4	0.98025	0.96098	0.94218	0.92385	0.90595	0.88849
5	0.97537	0.95147	0.92826	0.90573	0.88385	0.86261
6	0.97052	0.94205	0.91454	0.88797	0.86230	0.83748
7	0.96569	0.93272	0.90103	0.87056	0.84127	0.81309
8	0.96089	0.92348	0.88771	0.85349	0.82075	0.78941
9	0.95610	0.91434	0.87459	0.83676	0.80073	0.76642
10	0.95135	0.90529	0.86167	0.82035	0.78120	0.74409
11	0.94661	0.89632	0.84893	0.80426	0.76214	0.72242
12	0.94191	0.88745	0.83639	0.78849	0.74356	0.70138
13	0.93722	0.87866	0.82403	0.77303	0.72542	0.68095
14	0.93256	0.86996	0.81185	0.75788	0.70773	0.66112
15	0.92792	0.86135	0.79985	0.74301	0.69047	0.64186
16	0.92330	0.85282	0.78803	0.72845	0.67362	0.62317
17	0.91871	0.84438	0.77639	0.71416	0.65720	0.60502
18	0.91414	0.83602	0.76491	0.70016	0.64117	0.58739
19	0.90959	0.82774	0.75361	0.68643	0.62553	0.57029
20	0.90506	0.81954	0.74247	0.67297	0.61027	0.55368
21	0.90056	0.81143	0.73150	0.65978	0.59539	0.53755
22	0.89608	0.80340	0.72069	0.64684	0.58086	0.52189
23	0.89162	0.79544	0.71004	0.63416	0.56670	0.50669
24	0.88719	0.78757	0.69954	0.62172	0.55288	0.49193
25	0.88277	0.77977	0.68921	0.60953	0.53939	0.47761
26	0.87838	0.77205	0.67902	0.59758	0.52623	0.46369
27	0.87401	0.76440	0.66899	0.58586	0.51340	0.45019
28	0.86966	0.75684	0.65910	0.57437	0.50088	0.43708
29	0.86533	0.74934	0.64936	0.56311	0.48866	0.42435
30	0.86103	0.74192	0.63976	0.55207	0.47674	0.41199
32	0.85248	0.72730	0.62099	0.53063	0.45377	0.38834
34	0.84402	0.71297	0.60277	0.51003	0.43191	0.36604
36	0.83564	0.69892	0.58509	0.49022	0.41109	0.34503
38	0.82735	0.68515	0.56792	0.47119	0.39128	0.32523
45	0.81914	0.67165	0.55126	0.45289	0.37243	0.30656
44	0.80296	0.64545	0.51939	0.41840	0.33740	0.27237
48	0.78710	0.62026	0.48936	0.38654	0.30567	0.24200
52	0.77155	0.59606	0.46107	0.35710	0.27692	0.21501
56	0.75631	0.57280	0.43441	0.32991	0.25088	0.19104
60	0.74137	0.55045	0.40930	0.30478	0.22728	0.16973
70	0.70530	0.49831	0.35268	0.25003	0.17755	0.12630
80	0.67099	0.45112	0.30389	0.20511	0.13870	0.09398
90	0.63834	0.40839	0.26185	0.16826	0.10836	0.06993
100	0.60729	0.36971	0.22563	0.13803	0.08465	0.05203
110	0.57774	0.33469	0.19442	0.11324	0.06613	0.03872
120	0.54963	0.30299	0.16752	0.09289	0.05166	0.02881

续表

	3.5%	4%	5%	6%	7%	8%
1	0.96618	0.96164	0.95238	0.94340	0.93458	0.92593
2	0.93351	0.92155	0.90703	0.89000	0.87344	0.85734
3	0.90194	0.88900	0.86384	0.83962	0.81630	0.79383
4	0.87144	0.85186	0.82270	0.79209	0.76290	0.73503
5	0.84197	0.82193	0.78353	0.74726	0.71239	0.68058
6	0.81350	0.79031	0.74622	0.70496	0.66634	0.63017
7	0.78599	0.75992	0.71068	0.66506	0.62275	0.58349
8	0.75941	0.73059	0.67684	0.62741	0.58201	0.54027
9	0.73373	0.70250	0.64461	0.59190	0.54393	0.50025
10	0.70892	0.67556	0.61391	0.55839	0.50835	0.46319
11	0.68495	0.64958	0.58468	0.52679	0.47509	0.42888
12	0.66178	0.62460	0.55684	0.49697	0.44401	0.39711
13	0.63940	0.60057	0.53032	0.46884	0.41496	0.36770
14	0.61778	0.57748	0.50507	0.44230	0.38782	0.34046
15	0.69689	0.55526	0.48102	0.41727	0.36245	0.31524
16	0.57671	0.53391	0.45811	0.39365	0.33873	0.29189
17	0.55720	0.51337	0.43630	0.37136	0.31657	0.27027
18	0.53836	0.49363	0.41552	0.35034	0.29586	0.25025
19	0.52016	0.47464	0.39573	0.33051	0.27651	0.23171
20	0.50257	0.45639	0.37689	0.31180	0.25842	0.21455
21	0.48557	0.43883	0.35894	0.29416	0.24151	0.19866
22	0.46915	0.42196	0.34185	0.27751	0.22571	0.18394
23	0.45329	0.40573	0.32557	0.26180	0.21095	0.17032
24	0.43796	0.39012	0.31007	0.24698	0.19715	0.15770
25	0.42315	0.37512	0.29530	0.23300	0.18425	0.14602
26	0.40884	0.36069	0.28124	0.21981	0.17220	0.13520
27	0.39501	0.34682	0.26785	0.20737	0.16093	0.12519
28	0.38165	0.33348	0.25509	0.19563	0.15040	0.11591
29	0.36875	0.32065	0.24295	0.18456	0.14056	0.10733
30	0.35628	0.30832	0.23138	0.17411	0.13137	0.09938
32	0.33259	0.28506	0.20987	0.15496	0.11474	0.08520
34	0.31048	0.26355	0.19035	0.13791	0.10022	0.07306
36	0.28983	0.24367	0.17266	0.12274	0.08754	0.06262
38	0.27066	0.22529	0.15661	0.10924	0.07646	0.05369
40	0.25257	0.20829	0.14205	0.09722	0.06678	0.04603
44	0.22010	0.17805	0.11686	0.07701	0.05095	0.03383
48	0.19181	0.15219	0.09614	0.06100	0.03887	0.02487
52	0.16715	0.13010	0.07910	0.04832	0.02965	0.01828
56	0.14566	0.11121	0.06507	0.03827	0.02262	0.01344
60	0.12693	0.09506	0.05354	0.03031	0.01726	0.00988
70	0.08999	0.06422	0.03287	0.01693	0.00877	0.00457
80	0.06379	0.04338	0.02018	0.00945	0.00446	0.00212
90	0.04522	0.02931	0.01239	0.00528	0.00227	0.00098
100	0.03206	0.01980	0.00760	0.00295	0.00115	0.00045
110	0.02273	0.01338	0.00467	0.00165	0.00059	0.00021
120	0.01611	0.00904	0.00287	0.00092	0.00030	0.00010

续表

$\frac{i}{n}$	9%	10%	11%	12%	13%	14%
1	0.91743	0.90909	0.90090	0.89286	0.88496	0.87719
2	0.84168	0.82645	0.81162	0.79719	0.78315	0.76947
3	0.77218	0.75131	0.73119	0.71178	0.69305	0.67497
4	0.70843	0.68301	0.65873	0.63552	0.61332	0.59208
5	0.64993	0.62092	0.59345	0.56743	0.54276	0.51938
6	0.59627	0.56447	0.53464	0.50663	0.48032	0.45559
7	0.54703	0.51316	0.48166	0.45235	0.42506	0.39964
8	0.50187	0.46651	0.43393	0.40388	0.37616	0.35056
9	0.46043	0.42410	0.39092	0.36061	0.33288	0.30751
10	0.42241	0.38554	0.35218	0.32197	0.29459	0.26974
11	0.38753	0.35049	0.31728	0.28748	0.26070	0.23662
12	0.35553	0.31863	0.28584	0.25668	0.23071	0.20756
13	0.32618	0.28966	0.25751	0.22917	0.20416	0.18207
14	0.29925	0.26333	0.23199	0.20462	0.18068	0.15971
15	0.27454	0.23939	0.20900	0.18270	0.15989	0.14010
16	0.25187	0.21763	0.18829	0.16312	0.14150	0.12289
17	0.23107	0.19784	0.16963	0.14564	0.12522	0.10780
18	0.21199	0.17986	0.15282	0.13004	0.11031	0.09456
19	0.19449	0.16351	0.13768	0.11611	0.09806	0.08295
20	0.17843	0.14864	0.12403	0.10367	0.08678	0.07276
21	0.16370	0.13513	0.11174	0.09256	0.07680	0.06383
22	0.15018	0.12285	0.10067	0.08264	0.06796	0.05599
23	0.13778	0.11168	0.09069	0.07379	0.06014	0.04911
24	0.12640	0.10153	0.08170	0.06588	0.05323	0.04308
25	0.11597	0.09230	0.07361	0.05882	0.04710	0.03779
26	0.10639	0.08391	0.06631	0.05252	0.04168	0.03315
27	0.09761	0.07628	0.05974	0.04689	0.03689	0.02908
28	0.08955	0.06934	0.05382	0.04187	0.03264	0.02551
29	0.08215	0.06304	0.04849	0.03738	0.02889	0.02237
30	0.07537	0.05731	0.04368	0.03338	0.02557	0.01963
32	0.06344	0.04736	0.03545	0.02661	0.02002	0.01510
34	0.05339	0.03914	0.02878	0.02121	0.01568	0.01162
36	0.04494	0.03235	0.02335	0.01691	0.01228	0.00894
38	0.03783	0.02673	0.01896	0.01348	0.00962	0.00688
40	0.03184	0.02209	0.01538	0.01075	0.00753	0.00529
44	0.02255	0.01509	0.01013	0.00683	0.00462	0.00313
48	0.01598	0.01031	0.00668	0.00434	0.00283	0.00186
52	0.01132	0.00704	0.00440	0.00276	0.00174	0.00110
56	0.00802	0.00481	0.00290	0.00175	0.00107	0.00065
60	0.00568	0.00328	0.00191	0.00111	0.00065	0.00039
70	0.00240	0.00127	0.00067	0.00036	0.00019	0.00010
80	0.00101	0.00049	0.00024	0.00012	0.00006	0.00003
90	0.00043	0.00019	0.00008	0.00004	0.00002	0.00001
100	0.00018	0.00007	0.00003	0.00001	0.00000	0.00000
110	0.00008	0.00003	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000
120	0.00003	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000

续表

i n	15%	16%	18%	20%	22%	24%
1	0.86957	0.86207	0.84746	0.83333	0.81967	0.80645
2	0.75614	0.74316	0.71818	0.69444	0.67186	0.65036
3	0.65752	0.64066	0.60863	0.57870	0.55071	0.52449
4	0.57175	0.55229	0.51579	0.48225	0.45140	0.42297
5	0.49718	0.47611	0.43711	0.40188	0.37000	0.34111
6	0.43235	0.41044	0.37043	0.33490	0.30328	0.27509
7	0.37594	0.35383	0.31393	0.27908	0.24859	0.22184
8	0.32690	0.30503	0.26604	0.23257	0.20376	0.17891
9	0.28426	0.26295	0.22546	0.19381	0.16702	0.14428
10	0.24718	0.22668	0.19106	0.16151	0.13690	0.11635
11	0.21494	0.19542	0.16192	0.13459	0.11221	0.09383
12	0.18691	0.16846	0.13722	0.11216	0.09198	0.07567
13	0.16253	0.14523	0.11629	0.09346	0.07539	0.06103
14	0.14133	0.12520	0.09855	0.07789	0.06180	0.04921
15	0.12289	0.10793	0.08352	0.06491	0.05065	0.03969
16	0.10686	0.09304	0.07078	0.05409	0.04152	0.03201
17	0.09293	0.08021	0.05998	0.04507	0.03403	0.02581
18	0.08081	0.06914	0.05083	0.03756	0.02789	0.02082
19	0.07027	0.05961	0.04308	0.03130	0.02286	0.01679
20	0.06110	0.05139	0.03651	0.02608	0.01874	0.01354
21	0.05313	0.04430	0.03094	0.02174	0.01536	0.01092
22	0.04620	0.03819	0.02622	0.01811	0.01259	0.00880
23	0.04017	0.03292	0.02222	0.01509	0.01032	0.00710
24	0.03493	0.02838	0.01883	0.01258	0.00846	0.00573
25	0.03038	0.02447	0.01596	0.01048	0.00693	0.00462
26	0.02642	0.02109	0.01352	0.00874	0.00568	0.00372
27	0.02297	0.01818	0.01146	0.00728	0.00466	0.00300
28	0.01997	0.01567	0.00971	0.00607	0.00382	0.00242
29	0.01737	0.01351	0.00823	0.00506	0.00313	0.00195
30	0.01510	0.01165	0.00697	0.00421	0.00257	0.00158
32	0.01142	0.00866	0.00501	0.00293	0.00172	0.00102
34	0.00864	0.00643	0.00360	0.00203	0.00116	0.00067
36	0.00653	0.00478	0.00258	0.00141	0.00078	0.00043
38	0.00494	0.00355	0.00186	0.00098	0.00052	0.00028
40	0.00373	0.00264	0.00133	0.00068	0.00035	0.00018
44	0.00213	0.00146	0.00069	0.00033	0.00016	0.00008
48	0.00122	0.00081	0.00035	0.00016	0.00007	0.00003
52	0.00070	0.00044	0.00018	0.00008	0.00003	0.00001
56	0.00040	0.00025	0.00009	0.00004	0.00001	0.00001
60	0.00023	0.00014	0.00005	0.00002	0.00001	0.00000
70	0.00006	0.00003	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000
80	0.00001	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
90	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
100	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
110	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
120	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000

续表

$\frac{i}{n}$	26%	28%	30%	35%	40%	50%
1	0.79365	0.78125	0.76923	0.74074	0.71429	0.66667
2	0.62988	0.61035	0.59172	0.54870	0.51020	0.44444
3	0.49991	0.47684	0.45517	0.40644	0.36443	0.29630
4	0.39675	0.37253	0.35013	0.30107	0.26031	0.19753
5	0.31488	0.29104	0.26933	0.22301	0.18593	0.13169
6	0.24991	0.22737	0.20718	0.16520	0.13281	0.08779
7	0.19834	0.17764	0.15937	0.12237	0.09486	0.05853
8	0.15741	0.13878	0.12259	0.09064	0.06776	0.03902
9	0.12493	0.10842	0.09430	0.06714	0.04840	0.02601
10	0.09915	0.08470	0.07254	0.04974	0.03457	0.01734
11	0.07869	0.06617	0.05580	0.03684	0.02469	0.01156
12	0.06245	0.05170	0.04292	0.02729	0.01764	0.00771
13	0.04957	0.04039	0.03302	0.02021	0.01260	0.00514
14	0.03934	0.03155	0.02540	0.01497	0.00900	0.00343
15	0.03122	0.02465	0.01954	0.01109	0.00643	0.00228
16	0.02478	0.01926	0.01503	0.00822	0.00459	0.00152
17	0.01967	0.01505	0.01156	0.00609	0.00328	0.00101
18	0.01561	0.01175	0.00889	0.00451	0.00234	0.00068
19	0.01239	0.00918	0.00684	0.00334	0.00167	0.00045
20	0.00983	0.00717	0.00526	0.00247	0.00120	0.00030
21	0.00780	0.00561	0.00405	0.00183	0.00085	0.00020
22	0.00619	0.00438	0.00311	0.00136	0.00061	0.00013
23	0.00491	0.00342	0.00239	0.00101	0.00044	0.00009
24	0.00390	0.00267	0.00184	0.00074	0.00031	0.00006
25	0.00310	0.00209	0.00142	0.00055	0.00022	0.00004
26	0.00246	0.00163	0.00109	0.00041	0.00016	0.00003
27	0.00195	0.00127	0.00084	0.00030	0.00011	0.00002
28	0.00155	0.00100	0.00065	0.00022	0.00008	0.00001
29	0.00123	0.00078	0.00050	0.00017	0.00006	0.00001
30	0.00097	0.00061	0.00038	0.00012	0.00004	0.00001
32	0.00061	0.00037	0.00023	0.00007	0.00002	0.00000
34	0.00039	0.00023	0.00013	0.00004	0.00001	0.00000
36	0.00024	0.00014	0.00008	0.00002	0.00001	0.00000
38	0.00015	0.00008	0.00005	0.00001	0.00000	0.00000
40	0.00010	0.00005	0.00003	0.00001	0.00000	0.00000
44	0.00004	0.00002	0.00001	0.00000	0.00000	
48	0.00002	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000	
52	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	
56	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	
60	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	
70	0.00000					
80	0.00000					
90	0.00000					
100	0.00000					
110	0.00000					
120	0.00000					

续表

$\frac{i}{n}$	60%	70%	80%	100%	
1	0.62500	0.58824	0.55556	0.50000	
2	0.39063	0.34602	0.30864	0.25000	
3	0.24414	0.20354	0.17147	0.12500	
4	0.15259	0.11973	0.09526	0.06250	
5	0.09537	0.07043	0.05292	0.03125	
6	0.05960	0.04143	0.02940	0.01562	
7	0.03725	0.02437	0.01632	0.00781	
8	0.02328	0.01434	0.00907	0.00391	
9	0.01455	0.00843	0.00504	0.00195	
10	0.00999	0.00496	0.00280	0.00098	
11	0.00568	0.00292	0.00156	0.00049	
12	0.00355	0.00172	0.00086	0.00024	
13	0.00222	0.00101	0.00048	0.00012	
14	0.00139	0.00059	0.00027	0.00006	
15	0.00087	0.00035	0.00015	0.00003	
16	0.00054	0.00021	0.00008	0.00002	
17	0.00034	0.00012	0.00005	0.00001	
18	0.00021	0.00007	0.00003	0.00000	
19	0.00013	0.00004	0.00001	0.00000	
20	0.00008	0.00002	0.00001	0.00000	
21	0.00005	0.00001	0.00000	0.00000	
22	0.00003	0.00001	0.00000	0.00000	
23	0.00002	0.00001	0.00000	0.00000	
24	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000	
25	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000	
26	0.00000	0.00000			
27	0.00000	0.00000			
28	0.00000	0.00000			
29	0.00000	0.00000			
30	0.00000	0.00000			
32					
34					
36					
38					
40					
44					
48					
52					
56					
60					
70					
80					
90					
100					
110					
120					

序列复利系数 (F_{Rs}) , $\frac{(1+i)^n - 1}{i}$

表 1-17-33

$\begin{matrix} i \\ n \end{matrix}$	1 %	2 %	3 %	4 %
1	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000
2	2.01000	2.02000	2.03000	2.04000
3	3.03010	3.06040	3.09090	3.12160
4	4.06040	4.12161	4.13363	4.24646
5	5.10101	5.20404	5.30914	5.41632
6	6.15202	6.30812	6.46841	6.63298
7	7.21354	7.43428	7.66246	7.83829
8	8.28567	8.58297	8.89234	9.21423
9	9.36853	9.75463	10.15911	10.58250
10	10.46221	10.94972	11.46388	12.00611
11	11.56683	12.16872	12.80780	13.48635
12	12.68250	13.41209	14.19203	15.02581
13	13.80933	14.68033	15.61779	16.62684
14	14.94742	15.97394	17.08632	18.29194
15	16.09690	17.29342	18.59891	20.02359
16	17.25786	18.63929	20.15688	21.82453
17	18.43044	20.01207	21.76159	23.69751
18	19.61475	21.41231	23.41444	25.64541
19	20.81090	22.84056	25.11687	27.67123
20	22.01900	24.29737	26.87027	29.77808
21	23.23919	25.78332	28.67649	31.96920
22	24.47159	27.29898	30.53678	34.24797
23	25.71630	28.84496	32.45288	36.61789
24	26.97346	30.42186	34.42647	39.08260
25	28.24320	32.03030	36.45926	41.64591
26	29.52563	33.67091	38.55364	44.31174
27	30.82089	35.34432	40.70963	47.08421
28	32.12910	37.05121	42.93092	49.96758
29	33.45039	38.79223	45.21865	52.96629
30	34.78489	40.56808	47.57542	56.08494
32	37.49407	44.22703	52.50276	62.70147
34	40.25770	48.03380	57.73018	69.85791
36	43.07688	51.99437	63.27594	77.59831
38	45.95272	56.11494	69.15945	85.97034
40	48.88637	60.40198	75.40126	95.02552
44	54.93176	69.50266	89.04841	115.41288
48	61.22231	79.35352	104.40840	139.26321
52	67.76889	90.01641	121.69620	167.16472
56	74.58098	101.55826	141.15377	199.80554
60	81.66967	114.05154	163.05344	237.99069
70	100.67634	149.97791	230.59406	364.29046
80	121.67152	193.77196	321.36302	551.24498
90	144.86327	247.15666	443.34890	827.98333
100	170.48138	312.23231	607.28773	1237.62370
110	198.77972	391.55916	827.60781	1843.99152
120	230.03869	488.25815	1123.69957	2741.56402

续表

$\frac{i}{n}$	5 %	6 %	7 %	8 %
1	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000
2	2.05000	2.06000	2.07000	2.08000
3	3.15250	3.18360	3.21490	3.24640
4	4.31012	4.37462	4.43994	4.50611
5	5.52563	5.63709	5.75074	5.86660
6	6.80191	6.97532	7.15329	7.33593
7	8.14201	8.39384	8.65402	8.92280
8	9.54911	9.89747	10.25980	10.63663
9	11.02656	11.49132	11.97799	12.48756
10	12.57789	13.18079	13.81645	14.48656
11	14.20679	14.97164	15.78360	16.64549
12	15.91713	16.86994	17.88845	18.97713
13	17.71298	18.88214	20.14064	21.49530
14	19.59863	21.01507	22.55049	24.21492
15	21.57856	23.27597	25.12902	27.15211
16	23.65749	25.67253	27.88805	30.32428
17	25.84037	28.21288	30.84022	33.75023
18	28.13238	30.90565	33.99903	37.45024
19	30.53900	33.75999	37.37896	41.44626
20	33.06595	36.78559	40.99549	45.76196
21	35.71925	39.99273	44.86518	50.42292
22	38.50521	43.39229	49.00574	55.45676
23	41.43048	46.99583	53.43614	60.89330
24	44.50200	50.81558	58.17667	66.76476
25	47.72710	54.86451	63.24904	73.10594
26	51.11345	59.15638	68.67647	79.95442
27	54.66913	63.70577	74.48382	87.35077
28	58.40258	68.52811	80.69769	95.33883
29	62.32271	73.63980	87.34653	103.96594
30	66.43885	79.05819	94.46079	113.28321
32	75.29883	90.88978	110.21815	134.21354
34	85.06696	104.18375	128.25876	158.62667
36	95.83632	119.12087	148.91346	187.10215
38	107.70955	135.90421	172.56102	220.31595
40	120.79977	154.76197	199.63511	259.05652
44	151.14301	199.75803	266.12085	356.94965
48	188.02539	256.56453	353.27009	490.13216
52	232.85617	328.28142	467.50497	671.32551
56	287.34825	418.82235	617.24359	917.83706
60	353.58372	533.12818	813.52038	1253.21329
70	588.52851	967.93217	1614.13417	2720.08007
80	971.22882	1746.59989	3189.06268	5886.93542
90	1594.60730	3141.07519	6287.18542	12723.93860
100	2610.02515	5638.36805	12381.66178	27484.51566
110	4264.03384	10110.63924	24370.41992	59351.49444
120	6958.23970	18119.79578	47954.11969	128149.91152

续表

$\frac{i}{n}$	10%	12%	14%	16%
1	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000
2	2.10000	2.12000	2.14000	2.16000
3	3.31000	3.37440	3.43960	3.50560
4	4.64100	4.77933	4.92114	5.06650
5	6.10510	6.35285	6.61010	6.87714
6	7.71561	8.11519	8.53552	8.97748
7	9.48717	10.08901	10.73049	11.41387
8	11.43589	12.29969	13.23276	14.24009
9	13.57948	14.77566	16.08535	17.51851
10	15.93742	17.54874	19.33730	21.32147
11	18.63117	20.65458	23.04452	25.73290
12	21.38428	24.13313	27.27075	30.85017
13	24.62271	28.02911	32.08865	36.78620
14	27.97498	32.39260	37.58107	43.67199
15	31.77248	37.27971	43.84241	51.65951
16	35.94973	42.76328	50.98035	60.92503
17	40.54470	48.88367	59.11760	71.67303
18	45.59917	55.74971	68.39407	84.14072
19	51.15909	63.43968	78.96923	98.60323
20	57.27500	72.05244	91.02493	115.37975
21	64.00250	81.69874	104.76842	134.84051
22	71.40275	92.50258	120.43600	157.41499
23	79.54302	104.60289	138.29704	183.60138
24	88.49733	118.15524	158.65862	213.97761
25	98.34706	133.33387	181.87083	249.21402
26	109.18177	150.33393	208.33274	290.08827
27	121.09994	169.37401	238.49933	337.50239
28	134.20994	190.69889	272.88923	392.50277
29	148.63093	214.58275	312.09373	456.30322
30	164.49402	241.33268	356.78685	530.31173
32	201.13777	304.84772	465.82019	715.74746
34	245.47670	384.52098	607.51991	965.26979
36	299.12681	484.46312	791.67288	1301.02703
38	364.04343	609.83053	1030.99808	1752.82197
40	442.59256	767.09142	1342.02510	2360.75724
44	652.64076	1211.81253	2271.54807	4279.54647
48	960.17234	1911.58980	3841.47533	7753.78178
52	1410.42932	3012.70289	6493.01994	14044.36898
56	2069.65057	4745.32565	10971.37314	25434.36375
60	3034.81639	7471.64111	18535.13328	46057.50849
70	7887.46956	23223.33188		
80	20474.00212	72145.69244		
90	53120.22605	224091.11833		
100	137796.12321	696010.54701		
110	357423.59300	2161720.65890		
120	927080.68671	6713993.78350		

续表

$\begin{matrix} i \\ n \end{matrix}$	18%	20%	22%	24%
1	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000
2	2.18000	2.20000	2.22000	2.24000
3	3.57240	3.64000	3.70840	3.77760
4	5.21543	5.36800	5.52425	5.68422
5	7.15421	7.44160	7.73958	8.04844
6	9.44197	9.92992	10.44229	10.98006
7	12.14152	12.91590	13.73959	14.61528
8	15.32700	16.49908	17.76231	19.12294
9	19.08585	20.79890	22.67001	24.71245
10	23.52131	25.95868	28.65742	31.64344
11	28.75514	32.15042	35.96205	40.23787
12	34.93107	39.58050	44.87370	50.89495
13	42.21866	48.49660	55.74591	64.10974
14	50.81802	59.19592	69.01001	80.49608
15	60.69527	72.03511	85.19221	100.81514
16	72.93901	87.44213	104.93450	126.01077
17	87.06804	105.93056	129.02009	157.25336
18	103.74028	128.11667	158.40451	195.99416
19	123.41353	154.74000	194.25350	244.03276
20	146.62797	186.68800	237.98927	303.60062
21	174.02100	225.02560	291.34691	377.46477
22	206.34479	271.03072	356.44323	469.05632
23	244.48685	326.23686	435.86075	582.62984
24	289.49448	392.48424	532.75011	723.46100
25	342.60349	471.98108	650.95513	898.09164
26	405.27211	567.37730	795.16526	1114.63363
27	479.22109	681.85276	971.10162	1383.14570
28	566.48089	819.22331	1185.74398	1716.10067
29	669.44745	984.06797	1447.60765	2128.96483
30	790.94799	1181.88157	1767.08134	2640.91639
32	1103.49598	1704.10946	2632.34386	4062.91304
34	1538.68781	2456.11762	3920.20060	6249.37508
36	2144.64890	3539.00937	5837.04658	9611.27913
38	2988.38913	5098.37350	8690.08013	14780.54279
40	4163.21302	7343.85784	12936.53526	22728.80259
44	8076.76025	15233.59161	28664.27789	53741.43205
48	15664.25859	31593.74357	63506.48969	127061.91735
52	30374.73160	65518.15466	140693.64564	300407.21757
56	58895.06953	135863.81349	311689.01979	710232.56158
60	114189.66640	281732.57164	690500.98172	
70				
80				
90				
100				
110				
120				

续表

$\frac{i}{n}$	26%	28%	30%	40%
1	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000
2	2.26000	2.28000	2.30000	2.40000
3	3.84760	3.91840	3.99000	4.36000
4	5.84798	6.01555	6.18700	7.10400
5	8.36845	8.69991	9.04310	10.94560
6	11.54425	12.13588	12.75603	16.32384
7	15.54575	16.53393	17.58284	23.85338
8	20.58765	22.16343	23.85769	34.39473
9	26.94043	29.36919	32.01500	49.15262
10	34.94495	38.59256	42.61950	69.81366
11	45.03063	50.39847	56.40535	98.73913
12	57.73860	65.51005	74.32695	139.23478
13	73.75063	84.85286	97.62504	195.92869
14	93.92580	109.61166	127.91255	275.30017
15	119.34651	141.30293	167.28631	386.42024
16	151.37660	181.86774	218.47220	541.98833
17	191.73451	233.79071	285.01386	759.78367
18	242.58548	300.25211	371.51802	1064.69719
19	306.65771	385.32270	483.97343	1491.57594
20	387.38871	494.21306	630.16546	2089.20639
21	489.10978	633.59272	820.21510	2925.88894
22	617.27832	811.99868	1067.27963	4097.24451
23	778.77069	1040.35831	1388.46351	5737.14232
24	982.25107	1332.65864	1806.00257	8032.99925
25	1238.63634	1706.80306	2348.80334	11247.19895
26	1561.68179	2185.70791	3054.44434	15747.07853
27	1968.71906	2798.70613	3971.77764	22046.90994
28	2481.58602	3583.34385	5164.31093	30866.67391
29	3127.79838	4587.68012	6714.60421	43214.34348
30	3942.02596	5873.23056	8729.98548	60501.08087
32	6260.62041	9624.98095	14755.97545	118584.51851
34	9941.62096	15771.84878	24939.89851	232428.05626
36	15785.57744	25842.87705	42150.72849	455561.39026
38	25063.44275	42343.24975	71237.03114	892902.72491
40	39792.98171	69377.46039		
44	100303.01420	186239.71770		
48	252816.96330	499939.45097		
52	637224.37003			
56				
60				
70				
80				
90				
100				
110				
120				

续表

$\frac{i}{n}$	50%	100%	
1	1.00000	1.	
2	2.50000	3.	
3	4.75000	7.	
4	8.12500	15.	
5	13.18750	31.	
6	20.78125	63.	
7	32.17187	127.	
8	49.25781	255.	
9	74.88672	511.	
10	113.33008	1023.	
11	170.99512	2047.	
12	257.49268	4095.	
13	387.23901	8191.	
14	581.85852	16383.	
15	873.78778	32767.	
16	1311.68167	65535.	
17	1963.52251	131071.	
18	2953.78376	262143.	
19	4431.67564	524287.	
20	6648.51346	1048574.	
21	9973.77019	2097150.	
22	14961.65528	4194302.	
23	22443.48292	8388606.	
24	33666.22438	16777214.	
25	50500.33657	33554430.	
26	75751.50485	67108862.	
27	113628.25728	134217726.	
28	170443.38591	268435454.	
29	255666.07887	536870910.	
30	383500.11830		
32			
34			
36			
38			
40			
44			
48			
52			
56			
60			
70			
80			
90			
100			
110			
120			

投入基金系数(F_{SR}), $\frac{i}{(1+i)^n - 1}$

表 1-17-34

$i \backslash n$	0.5%	1%	1.5%	2%	2.5%	3%
1	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000
2	0.49875	0.49751	0.49628	0.49505	0.49383	0.49261
3	0.33167	0.33002	0.32838	0.32675	0.32514	0.32353
4	0.24813	0.24628	0.24444	0.24262	0.24082	0.23903
5	0.19801	0.19604	0.19409	0.19216	0.19025	0.18835
6	0.16460	0.16255	0.16053	0.15853	0.15655	0.15460
7	0.14073	0.13863	0.13656	0.13451	0.13250	0.13051
8	0.12283	0.12069	0.11858	0.11651	0.11447	0.11246
9	0.10891	0.10674	0.10461	0.10252	0.10046	0.09843
10	0.09777	0.09558	0.09343	0.09133	0.08926	0.08723
11	0.08866	0.08645	0.08429	0.08218	0.08011	0.07808
12	0.08107	0.07885	0.07668	0.07456	0.07249	0.07046
13	0.07464	0.07241	0.07024	0.06812	0.06605	0.06403
14	0.06914	0.06690	0.06472	0.06260	0.06054	0.05853
15	0.06436	0.06212	0.05994	0.05783	0.05577	0.05377
16	0.06019	0.05794	0.05577	0.05365	0.05160	0.04961
17	0.05651	0.05426	0.05208	0.04997	0.04793	0.04595
18	0.05323	0.05098	0.04881	0.04670	0.04467	0.04271
19	0.05030	0.04805	0.04588	0.04378	0.04176	0.03981
20	0.04767	0.04542	0.04325	0.04116	0.03915	0.03722
21	0.04528	0.04303	0.04087	0.03878	0.03679	0.03487
22	0.04311	0.04086	0.03870	0.03663	0.03465	0.03275
23	0.04113	0.03889	0.03673	0.03467	0.03270	0.03081
24	0.03932	0.03707	0.03492	0.03287	0.03091	0.02905
25	0.03765	0.03541	0.03326	0.03122	0.02928	0.02743
26	0.03611	0.03387	0.03173	0.02970	0.02777	0.02594
27	0.03469	0.03245	0.03032	0.02829	0.02638	0.02456
28	0.03336	0.03112	0.02900	0.02699	0.02509	0.02329
29	0.03213	0.02990	0.02778	0.02578	0.02389	0.02211
30	0.03098	0.02875	0.02664	0.02465	0.02278	0.02102
32	0.02889	0.02667	0.02458	0.02261	0.02077	0.01905
34	0.02706	0.02484	0.02276	0.02082	0.01901	0.01732
36	0.02542	0.02321	0.02115	0.01923	0.01745	0.01580
38	0.02396	0.02176	0.01972	0.01782	0.01607	0.01446
40	0.02265	0.02046	0.01843	0.01656	0.01484	0.01326
44	0.02038	0.01820	0.01621	0.01439	0.01273	0.01123
48	0.01849	0.01633	0.01437	0.01260	0.01101	0.00958
52	0.01689	0.01476	0.01283	0.01111	0.00957	0.00822
56	0.01552	0.01341	0.01152	0.00985	0.00837	0.00708
60	0.01433	0.01224	0.01039	0.00877	0.00735	0.00613
70	0.01197	0.00993	0.00817	0.00667	0.00540	0.00434
80	0.01020	0.00822	0.00655	0.00516	0.00403	0.00311
90	0.00883	0.00690	0.00532	0.00405	0.00304	0.00228
100	0.00773	0.00587	0.00437	0.00320	0.00231	0.00165
110	0.00684	0.00503	0.00362	0.00255	0.00177	0.00121
120	0.00610	0.00435	0.00302	0.00205	0.00136	0.00089

续表

$\frac{i}{n}$	3.5%	4%	5%	6%	7%	8%
1	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000
2	0.49140	0.49020	0.48780	0.48544	0.48309	0.48077
3	0.32193	0.32035	0.31721	0.31411	0.31105	0.30803
4	0.23725	0.23549	0.23201	0.22859	0.22523	0.22192
5	0.18648	0.18463	0.18097	0.17740	0.17389	0.17046
6	0.15267	0.15076	0.14702	0.14336	0.13980	0.13632
7	0.12854	0.12661	0.12282	0.11914	0.11555	0.11207
8	0.11048	0.10853	0.10472	0.10104	0.09747	0.09401
9	0.09645	0.09449	0.09069	0.08702	0.08349	0.08008
10	0.08524	0.08329	0.07950	0.07587	0.07238	0.06903
11	0.07609	0.07415	0.07039	0.06679	0.06336	0.06008
12	0.06848	0.06655	0.06283	0.05928	0.05590	0.05270
13	0.06206	0.06014	0.05646	0.05296	0.04965	0.04652
14	0.05657	0.05467	0.05102	0.04758	0.04434	0.04130
15	0.05183	0.04994	0.04634	0.04296	0.03979	0.03683
16	0.04768	0.04582	0.04227	0.03895	0.03586	0.03298
17	0.04404	0.04220	0.03870	0.03544	0.03243	0.02963
18	0.04082	0.03899	0.03555	0.03236	0.02941	0.02670
19	0.03794	0.03614	0.03275	0.02962	0.02675	0.02413
20	0.03536	0.03358	0.03024	0.02718	0.02439	0.02185
21	0.03304	0.03128	0.02800	0.02500	0.02229	0.01983
22	0.03093	0.02920	0.02597	0.02305	0.02041	0.01803
23	0.02902	0.02731	0.02414	0.02128	0.01871	0.01642
24	0.02727	0.02559	0.02247	0.01968	0.01719	0.01498
25	0.02567	0.02401	0.02095	0.01823	0.01581	0.01366
26	0.02421	0.02257	0.01956	0.01690	0.01456	0.01251
27	0.02285	0.02124	0.01829	0.01570	0.01343	0.01145
28	0.02160	0.02001	0.01712	0.01459	0.01239	0.01049
29	0.02045	0.01888	0.01605	0.01358	0.01145	0.00962
30	0.01937	0.01783	0.01505	0.01265	0.01059	0.00883
32	0.01744	0.01595	0.01328	0.01100	0.00907	0.00745
34	0.01576	0.01431	0.01176	0.00960	0.00780	0.00630
36	0.01428	0.01289	0.01043	0.00839	0.00672	0.00534
38	0.01298	0.01163	0.00928	0.00736	0.00580	0.00454
40	0.01183	0.01052	0.00828	0.00646	0.00501	0.00386
44	0.00988	0.00866	0.00662	0.00501	0.00376	0.00280
48	0.00831	0.00718	0.00532	0.00390	0.00283	0.00204
52	0.00702	0.00598	0.00429	0.00305	0.00214	0.00149
56	0.00597	0.00500	0.00348	0.00239	0.00162	0.00109
60	0.00509	0.00420	0.00283	0.00188	0.00123	0.00080
70	0.00346	0.00275	0.00170	0.00103	0.00062	0.00037
80	0.00238	0.00181	0.00103	0.00057	0.00031	0.00017
90	0.00166	0.00121	0.00063	0.00032	0.00016	0.00008
100	0.00116	0.00081	0.00038	0.00018	0.00008	0.00004
110	0.00081	0.00054	0.00023	0.00010	0.00004	0.00002
120	0.00057	0.00036	0.00014	0.00006	0.00002	0.00001

续表

i n	9%	10%	11%	12%	13%	14%
1	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000
2	0.47847	0.47619	0.47393	0.47170	0.46948	0.46729
3	0.30505	0.30211	0.29921	0.29635	0.29352	0.29073
4	0.21867	0.21547	0.21233	0.20923	0.20619	0.20320
5	0.16709	0.16380	0.16057	0.15741	0.15431	0.15128
6	0.13282	0.12961	0.12638	0.12323	0.12015	0.11716
7	0.10869	0.10541	0.10222	0.09912	0.09611	0.09319
8	0.09067	0.08744	0.08432	0.08130	0.07839	0.07557
9	0.07680	0.07364	0.07060	0.06768	0.06487	0.06217
10	0.06582	0.06275	0.05980	0.05698	0.05429	0.05171
11	0.05695	0.05396	0.05112	0.04842	0.04584	0.04339
12	0.04965	0.04676	0.04403	0.04144	0.03899	0.03667
13	0.04357	0.04078	0.03815	0.03568	0.03335	0.03116
14	0.03843	0.03575	0.03323	0.03087	0.02867	0.02661
15	0.03406	0.03147	0.02907	0.02682	0.02474	0.02281
16	0.03030	0.02782	0.02552	0.02339	0.02143	0.01962
17	0.02705	0.02466	0.02247	0.02046	0.01861	0.01692
18	0.02421	0.02193	0.01984	0.01794	0.01620	0.01462
19	0.02173	0.01955	0.01756	0.01576	0.01413	0.01266
20	0.01955	0.01746	0.01558	0.01388	0.01235	0.01099
21	0.01762	0.01562	0.01384	0.01224	0.01081	0.00954
22	0.01590	0.01401	0.01231	0.01081	0.00948	0.00830
23	0.01438	0.01257	0.01097	0.00956	0.00832	0.00723
24	0.01302	0.01130	0.00979	0.00846	0.00731	0.00630
25	0.01181	0.01017	0.00874	0.00750	0.00643	0.00550
26	0.01072	0.00916	0.00781	0.00665	0.00565	0.00480
27	0.00973	0.00826	0.00699	0.00590	0.00498	0.00419
28	0.00885	0.00745	0.00626	0.00524	0.00439	0.00366
29	0.00806	0.00673	0.00561	0.00466	0.00387	0.00320
30	0.00734	0.00608	0.00502	0.00414	0.00341	0.00280
32	0.00610	0.00497	0.00404	0.00328	0.00266	0.00215
34	0.00508	0.00407	0.00326	0.00260	0.00207	0.00165
36	0.00424	0.00344	0.00263	0.00206	0.00162	0.00126
38	0.00354	0.00275	0.00213	0.00164	0.00126	0.00097
40	0.00296	0.00266	0.00172	0.00130	0.00099	0.00075
44	0.00208	0.00153	0.00133	0.00083	0.00060	0.00044
48	0.00146	0.00104	0.00074	0.00052	0.00037	0.00026
52	0.00103	0.00071	0.00049	0.00033	0.00023	0.00015
56	0.00073	0.00048	0.00032	0.00021	0.00014	0.00009
60	0.00051	0.00033	0.00021	0.00013	0.00009	0.00005
70	0.00022	0.00013	0.00007	0.00004	0.00003	0.00001
80	0.00009	0.00005	0.00003	0.00001	0.00001	0.00000
90	0.00004	0.00002	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000
100	0.00002	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
110	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
120	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000

续表

$\frac{i}{n}$	15%	16%	18%	20%	22%	24%
1	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000
2	0.46512	0.46296	0.45872	0.45455	0.45045	0.44643
3	0.28798	0.28526	0.27992	0.27473	0.26966	0.26472
4	0.20027	0.19738	0.19174	0.18629	0.18102	0.17593
5	0.14832	0.14541	0.13978	0.13438	0.12921	0.12425
6	0.11424	0.11139	0.10591	0.10071	0.09576	0.09107
7	0.09036	0.08761	0.08236	0.07742	0.07278	0.06842
8	0.07285	0.07022	0.06524	0.06061	0.05630	0.05229
9	0.05957	0.05708	0.05239	0.04808	0.04411	0.04047
10	0.04925	0.04690	0.04251	0.03852	0.03489	0.03160
11	0.04107	0.03886	0.03478	0.03110	0.02781	0.02485
12	0.03448	0.03241	0.02863	0.02526	0.02228	0.01965
13	0.02911	0.02718	0.02369	0.02062	0.01794	0.01560
14	0.02469	0.02290	0.01968	0.01689	0.01449	0.01242
15	0.02102	0.01936	0.01640	0.01388	0.01174	0.00992
16	0.01795	0.01641	0.01371	0.01144	0.00953	0.00794
17	0.01537	0.01395	0.01149	0.00944	0.00773	0.00636
18	0.01319	0.01188	0.00964	0.00781	0.00631	0.00510
19	0.01134	0.01014	0.00810	0.00646	0.00515	0.00410
20	0.00976	0.00867	0.00682	0.00536	0.00420	0.00329
21	0.00842	0.00742	0.00575	0.00444	0.00343	0.00265
22	0.00727	0.00635	0.00485	0.00369	0.00281	0.00213
23	0.00628	0.00545	0.00409	0.00307	0.00229	0.00172
24	0.00543	0.00467	0.00345	0.00255	0.00188	0.00138
25	0.00470	0.00401	0.00292	0.00212	0.00154	0.00111
26	0.00407	0.00345	0.00247	0.00176	0.00126	0.00090
27	0.00353	0.00296	0.00209	0.00147	0.00103	0.00072
28	0.00306	0.00255	0.00177	0.00122	0.00084	0.00058
29	0.00265	0.00219	0.00149	0.00102	0.00069	0.00047
30	0.00230	0.00189	0.00126	0.00085	0.00057	0.00038
32	0.00173	0.00140	0.00091	0.00059	0.00038	0.00025
34	0.00131	0.00104	0.00065	0.00041	0.00026	0.00016
36	0.00099	0.00077	0.00047	0.00028	0.00017	0.00010
38	0.00074	0.00057	0.00033	0.00020	0.00012	0.00007
40	0.00056	0.00042	0.00024	0.00014	0.00008	0.00004
44	0.00032	0.00023	0.00012	0.00007	0.00003	0.00002
48	0.00018	0.00013	0.00006	0.00003	0.00002	0.00001
52	0.00010	0.00007	0.00003	0.00002	0.00001	0.00000
56	0.00006	0.00004	0.00002	0.00001	0.00000	0.00000
60	0.00003	0.00002	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000
70	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
80	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
90	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
100	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
110	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
120	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000

续表

$\frac{i}{n}$	26%	28%	30%	35%	40%	50%
1	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000
2	0.44248	0.43860	0.43478	0.42553	0.41667	0.40000
3	0.25990	0.25521	0.25063	0.23966	0.22936	0.21053
4	0.17100	0.16624	0.16163	0.15076	0.14077	0.12308
5	0.11950	0.11494	0.11058	0.10046	0.09136	0.07583
6	0.08662	0.08240	0.07839	0.06926	0.06126	0.04812
7	0.06433	0.06048	0.05687	0.04880	0.04192	0.03108
8	0.04857	0.04512	0.04182	0.03489	0.02907	0.02030
9	0.03712	0.03405	0.03124	0.02519	0.02034	0.01335
10	0.02882	0.02591	0.02346	0.01832	0.01432	0.00882
11	0.02221	0.01984	0.01773	0.01339	0.01013	0.00585
12	0.01732	0.01526	0.01345	0.00982	0.00718	0.00388
13	0.01356	0.01179	0.01024	0.00722	0.00510	0.00258
14	0.01065	0.00912	0.00782	0.00532	0.00363	0.00172
15	0.00838	0.00708	0.00598	0.00393	0.00259	0.00114
16	0.00661	0.00550	0.00458	0.00290	0.00185	0.00076
17	0.00522	0.00428	0.00351	0.00214	0.00132	0.00051
18	0.00412	0.00333	0.00269	0.00158	0.00094	0.00034
19	0.00326	0.00260	0.00207	0.00117	0.00067	0.00023
20	0.00258	0.00202	0.00159	0.00087	0.00048	0.00015
21	0.00204	0.00158	0.00122	0.00064	0.00034	0.00010
22	0.00162	0.00123	0.00094	0.00048	0.00024	0.00007
23	0.00128	0.00096	0.00072	0.00035	0.00017	0.00004
24	0.00102	0.00075	0.00055	0.00026	0.00012	0.00003
25	0.00081	0.00059	0.00043	0.00019	0.00009	0.00002
26	0.00064	0.00046	0.00033	0.00014	0.00006	0.00001
27	0.00051	0.00036	0.00025	0.00011	0.00005	0.00001
28	0.00040	0.00028	0.00019	0.00008	0.00003	0.00001
29	0.00032	0.00022	0.00015	0.00006	0.00002	0.00000
30	0.00025	0.00017	0.00011	0.00004	0.00002	0.00000
32	0.00016	0.00010	0.00007	0.00002	0.00001	0.00000
34	0.00010	0.00006	0.00004	0.00001	0.00000	0.00000
36	0.00006	0.00004	0.00002	0.00001	0.00000	0.00000
38	0.00004	0.00002	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000
40	0.00003	0.00001	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000
44	0.00001	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
48	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
52	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
56	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
60	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
70	0.00000	0.00000				
80	0.00000	0.00000				
90	0.00000	0.00000				
100	0.00000	0.00000				
110	0.00000	0.00000				
120	0.00000	0.00000				

续表

$\frac{i}{n}$	60%	70%	80%	100%	
1	1.00000	1.00000	1.00000	1.00000	
2	0.38462	0.37037	0.35714	0.33333	
3	0.19380	0.17889	0.16556	0.14286	
4	0.10804	0.09521	0.08423	0.06667	
5	0.06325	0.05304	0.04470	0.03226	
6	0.03803	0.03025	0.02423	0.01587	
7	0.02322	0.01749	0.01328	0.00787	
8	0.01430	0.01018	0.00733	0.00392	
9	0.00886	0.00595	0.00405	0.00196	
10	0.00551	0.00349	0.00225	0.00098	
11	0.00343	0.00205	0.00125	0.00049	
12	0.00214	0.00120	0.00069	0.00024	
13	0.00134	0.00071	0.00038	0.00012	
14	0.00083	0.00042	0.00021	0.00006	
15	0.00052	0.00024	0.00012	0.00003	
16	0.00033	0.00014	0.00007	0.00002	
17	0.00020	0.00008	0.00004	0.00001	
18	0.00013	0.00005	0.00002	0.00000	
19	0.00008	0.00003	0.00001	0.00000	
20	0.00005	0.00002	0.00001	0.00000	
21	0.00003	0.00001	0.00000	0.00000	
22	0.00002	0.00001	0.00000	0.00000	
23	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000	
24	0.00001	0.00000	0.00000	0.00000	
25	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	
26	0.00000	0.00000			
27	0.00000	0.00000			
28	0.00000	0.00000			
29	0.00000	0.00000			
30	0.00000	0.00000			
32					
34					
36					
38					
40					
44					
48					
52					
56					
60					
70					
80					
90					
100					
110					
120					

$$\text{资金回收系数 (FPR)}: \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1}, \frac{i}{1 - (1+i)^{-n}}$$

表 1-17-35

$\begin{matrix} i \\ n \end{matrix}$	0.5%	1%	1.5%	2%	2.5%	3%
1	1.00500	1.01000	1.01500	1.02000	1.02500	1.03000
2	0.50375	0.50751	0.51128	0.51505	0.51883	0.52261
3	0.33667	0.34002	0.34338	0.34675	0.35014	0.35353
4	0.25313	0.25628	0.25944	0.26262	0.26582	0.26903
5	0.20301	0.20604	0.20909	0.21216	0.21525	0.21835
6	0.16960	0.17255	0.17553	0.17853	0.18155	0.18460
7	0.14573	0.14863	0.15156	0.15451	0.15750	0.16051
8	0.12783	0.13069	0.13358	0.13651	0.13947	0.14246
9	0.11391	0.11674	0.11961	0.12252	0.12546	0.12843
10	0.10277	0.10558	0.10843	0.11133	0.11426	0.11723
11	0.09366	0.09645	0.09929	0.10218	0.10511	0.10808
12	0.08607	0.08885	0.09168	0.09456	0.09749	0.10046
13	0.07964	0.08241	0.08524	0.08812	0.09105	0.09403
14	0.07414	0.07690	0.07972	0.08260	0.08554	0.08853
15	0.06936	0.07212	0.07494	0.07783	0.08077	0.08377
16	0.06519	0.06794	0.07077	0.07365	0.07660	0.07961
17	0.06151	0.06426	0.06708	0.06997	0.07293	0.07595
18	0.05823	0.06098	0.06381	0.06670	0.06967	0.07271
19	0.05530	0.05805	0.06088	0.06378	0.06676	0.06981
20	0.05267	0.05542	0.05825	0.06116	0.06415	0.06722
21	0.05028	0.05303	0.05587	0.05878	0.06179	0.06487
22	0.04811	0.05086	0.05370	0.05663	0.05965	0.06275
23	0.04613	0.04889	0.05173	0.05467	0.05770	0.06081
24	0.04432	0.04707	0.04992	0.05287	0.05591	0.05905
25	0.04265	0.04541	0.04826	0.05122	0.05428	0.05743
26	0.04111	0.04387	0.04673	0.04970	0.05277	0.05594
27	0.03969	0.04245	0.04532	0.04829	0.05138	0.05456
28	0.03836	0.04112	0.04400	0.04699	0.05009	0.05329
29	0.03713	0.03990	0.04278	0.04578	0.04889	0.05211
30	0.03598	0.03875	0.04164	0.04465	0.04778	0.05102
32	0.03389	0.03667	0.03958	0.04261	0.04577	0.04905
34	0.03206	0.03484	0.03776	0.04082	0.04401	0.04732
36	0.03042	0.03321	0.03615	0.03923	0.04245	0.04580
38	0.02896	0.03176	0.03472	0.03782	0.04107	0.04446
40	0.02765	0.03046	0.03343	0.03656	0.03984	0.04326
44	0.02538	0.02820	0.03121	0.03439	0.03773	0.04123
48	0.02349	0.02633	0.02937	0.03260	0.03601	0.03958
52	0.02189	0.02476	0.02783	0.03111	0.03457	0.03822
56	0.02052	0.02341	0.02652	0.02985	0.03337	0.03708
60	0.01933	0.02224	0.02539	0.02877	0.03235	0.03613
70	0.01697	0.01993	0.02317	0.02667	0.03040	0.03434
80	0.01520	0.01822	0.02155	0.02516	0.02903	0.03311
90	0.01383	0.01690	0.02032	0.02405	0.02804	0.03226
100	0.01273	0.01587	0.01937	0.02320	0.02731	0.03165
110	0.01184	0.01503	0.01862	0.02255	0.02677	0.03121
120	0.01110	0.01435	0.01802	0.02205	0.02636	0.03089

续表

$\frac{l}{n}$	3.5%	4%	5%	6%	7%	8%
1	1.03500	1.04000	1.05000	1.06000	1.07000	1.08000
2	0.52640	0.53020	0.53780	0.54544	0.55309	0.56077
3	0.35693	0.36035	0.36721	0.37411	0.38105	0.38803
4	0.27225	0.27549	0.28201	0.28859	0.29523	0.30192
5	0.22148	0.22463	0.23097	0.23740	0.24389	0.25046
6	0.18767	0.19076	0.19702	0.20336	0.20980	0.21632
7	0.16354	0.16661	0.17282	0.17914	0.18555	0.19207
8	0.14543	0.14853	0.15472	0.16104	0.16747	0.17401
9	0.13145	0.13449	0.14069	0.14702	0.15349	0.16008
10	0.12014	0.12329	0.12950	0.13587	0.14238	0.14903
11	0.11109	0.11415	0.12039	0.12679	0.13336	0.14008
12	0.10348	0.10655	0.11283	0.11928	0.12590	0.13270
13	0.09706	0.10014	0.10646	0.11296	0.11965	0.12652
14	0.09157	0.09467	0.10102	0.10758	0.11434	0.12130
15	0.08683	0.08994	0.09634	0.10296	0.10979	0.11683
16	0.08268	0.08582	0.09227	0.09895	0.10586	0.11298
17	0.07904	0.08220	0.08870	0.09544	0.10243	0.10963
18	0.07582	0.07899	0.08555	0.09236	0.09941	0.10670
19	0.07294	0.07614	0.08275	0.08962	0.09675	0.10413
20	0.07036	0.07358	0.08024	0.08718	0.09439	0.10185
21	0.06804	0.07128	0.07800	0.08500	0.09229	0.09983
22	0.06593	0.06920	0.07597	0.08305	0.09041	0.09803
23	0.06402	0.06731	0.07414	0.08128	0.08871	0.09642
24	0.06227	0.06559	0.07247	0.07968	0.08719	0.09498
25	0.06067	0.06401	0.07095	0.07823	0.08581	0.09368
26	0.05921	0.06257	0.06956	0.07690	0.08456	0.09251
27	0.05785	0.06124	0.06829	0.07570	0.08343	0.09145
28	0.05660	0.06001	0.06712	0.07459	0.08239	0.09049
29	0.05545	0.05888	0.06605	0.07358	0.08145	0.08962
30	0.05437	0.05783	0.06505	0.07265	0.08059	0.08883
32	0.05244	0.05595	0.06328	0.07100	0.07907	0.08745
34	0.05076	0.05431	0.06176	0.06960	0.07780	0.08630
36	0.04928	0.05289	0.06043	0.06839	0.07672	0.08534
38	0.04798	0.05163	0.05928	0.06736	0.07580	0.08454
40	0.04683	0.05052	0.05828	0.06646	0.07501	0.08386
44	0.04488	0.04866	0.05662	0.06501	0.07376	0.08280
48	0.04331	0.04718	0.05532	0.06390	0.07283	0.08204
52	0.04202	0.04598	0.05429	0.06305	0.07214	0.08149
56	0.04097	0.04500	0.05348	0.06239	0.07162	0.08109
60	0.04009	0.04420	0.05283	0.06188	0.07123	0.08080
70	0.03846	0.04275	0.05170	0.06103	0.07062	0.08037
80	0.03738	0.04181	0.05103	0.06057	0.07031	0.08017
90	0.03666	0.04121	0.05063	0.06032	0.07016	0.08008
100	0.03616	0.04081	0.05038	0.06018	0.07008	0.08004
110	0.03581	0.04054	0.05023	0.06010	0.07004	0.08002
120	0.03557	0.04036	0.05014	0.06006	0.07002	0.08001

续表

i n	9%	10%	11%	12%	13%	14%
1	1.09000	1.10000	1.11000	1.12000	1.13000	1.14000
2	0.56847	0.57619	0.58393	0.59170	0.59948	0.60729
3	0.39505	0.40211	0.40921	0.41635	0.42352	0.43073
4	0.30867	0.31547	0.32233	0.32923	0.33619	0.34320
5	0.25709	0.26380	0.27057	0.27741	0.28431	0.29128
6	0.22292	0.22961	0.23638	0.24323	0.25015	0.25716
7	0.19869	0.20541	0.21222	0.21912	0.22611	0.23319
8	0.18067	0.18744	0.19432	0.20130	0.20839	0.21557
9	0.16680	0.17364	0.18060	0.18768	0.19487	0.20217
10	0.15582	0.16275	0.16980	0.17698	0.18429	0.19171
11	0.14695	0.15396	0.16112	0.16842	0.17584	0.18339
12	0.13965	0.14678	0.15403	0.16144	0.16899	0.17667
13	0.13357	0.14078	0.14815	0.15568	0.16335	0.17116
14	0.12843	0.13575	0.14323	0.15087	0.15867	0.16661
15	0.12406	0.13147	0.13907	0.14682	0.15474	0.16281
16	0.12030	0.12782	0.13552	0.14339	0.15143	0.15962
17	0.11705	0.12466	0.13247	0.14046	0.14861	0.15692
18	0.11421	0.12193	0.12984	0.13794	0.14620	0.15462
19	0.11173	0.11955	0.12756	0.13576	0.14413	0.15266
20	0.10955	0.11746	0.12558	0.13388	0.14235	0.15099
21	0.10762	0.11562	0.12384	0.13224	0.14081	0.14954
22	0.10590	0.11401	0.12231	0.13081	0.13948	0.14830
23	0.10438	0.11257	0.12097	0.12956	0.13832	0.14723
24	0.10302	0.11130	0.11979	0.12846	0.13731	0.14630
25	0.10181	0.11017	0.11874	0.12750	0.13643	0.14550
26	0.10072	0.10916	0.11781	0.12665	0.13565	0.14480
27	0.09973	0.10826	0.11699	0.12590	0.13498	0.14419
28	0.09885	0.10745	0.11626	0.12524	0.13439	0.14366
29	0.09806	0.10673	0.11561	0.12466	0.13387	0.14320
30	0.09734	0.10608	0.11502	0.12414	0.13341	0.14280
32	0.09610	0.10497	0.11404	0.12328	0.13266	0.14215
34	0.09508	0.10407	0.11326	0.12260	0.13207	0.14165
36	0.09424	0.10334	0.11263	0.12206	0.13162	0.14126
38	0.09354	0.10275	0.11213	0.12164	0.13126	0.14097
40	0.09226	0.10226	0.11172	0.12130	0.13099	0.14075
44	0.09208	0.10153	0.11113	0.12083	0.13060	0.14044
48	0.09146	0.10104	0.11074	0.12052	0.13037	0.14026
52	0.09103	0.10071	0.11049	0.12033	0.13023	0.14015
56	0.09073	0.10048	0.11032	0.12021	0.13014	0.14009
60	0.09051	0.10033	0.11021	0.12013	0.13009	0.14005
70	0.09022	0.10013	0.11007	0.12004	0.13003	0.14001
80	0.09009	0.10005	0.11003	0.12001	0.13001	0.14000
90	0.09004	0.10002	0.11001	0.12000	0.13000	0.14000
100	0.09002	0.10001	0.11000	0.12000	0.13000	0.14000
110	0.09001	0.10000	0.11000	0.12000	0.13000	0.14000
120	0.09000	0.10000	0.11000	0.12000	0.13000	0.14000

续表

$\frac{i}{n}$	15%	16%	18%	20%	22%	24%
1	1.15000	1.16000	1.18000	1.20000	1.22000	1.24000
2	0.61512	0.62296	0.63872	0.65455	0.67045	0.68643
3	0.43798	0.44526	0.45992	0.47473	0.48966	0.50472
4	0.35027	0.35738	0.37174	0.38629	0.40102	0.41593
5	0.29832	0.30541	0.31978	0.33438	0.34921	0.36425
6	0.26424	0.27139	0.28591	0.30071	0.31576	0.33107
7	0.24036	0.24761	0.26236	0.27742	0.29278	0.30842
8	0.22285	0.23022	0.24524	0.26061	0.27630	0.29229
9	0.20957	0.21708	0.23239	0.24808	0.26411	0.28047
10	0.19925	0.20690	0.22251	0.23852	0.25489	0.27160
11	0.19107	0.19886	0.21478	0.23110	0.24781	0.26485
12	0.18448	0.19241	0.20863	0.22526	0.24228	0.25965
13	0.17911	0.18718	0.20369	0.22062	0.23794	0.25560
14	0.17469	0.18290	0.19968	0.21689	0.23449	0.25242
15	0.17102	0.17936	0.19640	0.21388	0.23174	0.24992
16	0.16795	0.17641	0.19371	0.21144	0.22953	0.24794
17	0.16537	0.17395	0.19149	0.20944	0.22775	0.24636
18	0.16319	0.17188	0.18964	0.20781	0.22631	0.24510
19	0.16134	0.17014	0.18810	0.20646	0.22515	0.24410
20	0.15976	0.16867	0.18682	0.20536	0.22420	0.24329
21	0.15842	0.16742	0.18575	0.20444	0.22343	0.24265
22	0.15727	0.16635	0.18485	0.20369	0.22281	0.24213
23	0.15628	0.16545	0.18409	0.20307	0.22229	0.24172
24	0.15543	0.16467	0.18345	0.20255	0.22188	0.24138
25	0.15470	0.16401	0.18292	0.20212	0.22154	0.24111
26	0.15407	0.16345	0.18247	0.20176	0.22126	0.24090
27	0.15353	0.16296	0.18209	0.20147	0.22103	0.24072
28	0.15306	0.16255	0.18177	0.20122	0.22084	0.24058
29	0.15265	0.16219	0.18149	0.20102	0.22069	0.24047
30	0.15230	0.16189	0.18126	0.20085	0.22057	0.24038
32	0.15173	0.16140	0.18091	0.20059	0.22038	0.24025
34	0.15131	0.16104	0.18065	0.20041	0.22026	0.24016
36	0.15099	0.16077	0.18047	0.20028	0.22017	0.24010
38	0.15074	0.16057	0.18033	0.20020	0.22012	0.24007
40	0.15056	0.16042	0.18024	0.20014	0.22008	0.24004
44	0.15032	0.16023	0.18012	0.20007	0.22003	0.24002
48	0.15018	0.16013	0.18006	0.20003	0.22002	0.24001
52	0.15010	0.16007	0.18003	0.20002	0.22001	0.24000
56	0.15006	0.16004	0.18002	0.20001	0.22000	0.24000
60	0.15003	0.16002	0.18001	0.20000	0.22000	0.24000
70	0.15001	0.16000	0.18000	0.20000	0.22000	0.24000
80	0.15000	0.16000	0.18000	0.20000	0.22000	0.24000
90	0.15000	0.16000	0.18000	0.20000	0.22000	0.24000
100	0.15000	0.16000	0.18000	0.20000	0.22000	0.24000
110	0.15000	0.16000	0.18000	0.20000	0.22000	0.24000
120	0.15000	0.16000	0.18000	0.20000	0.22000	0.24000

续表

$\begin{matrix} i \\ n \end{matrix}$	26%	28%	30%	35%	40%	50%
1	1.26000	1.28000	1.30000	1.35000	1.40000	1.50000
2	0.70248	0.71860	0.73478	0.77553	0.81667	0.90000
3	0.51990	0.53521	0.55063	0.58966	0.62936	0.71053
4	0.43100	0.44624	0.46163	0.50076	0.54077	0.62308
5	0.37950	0.39494	0.41058	0.45046	0.49136	0.57583
6	0.34662	0.36240	0.37839	0.41926	0.46126	0.54812
7	0.32433	0.34048	0.35687	0.39880	0.44192	0.53108
8	0.30857	0.32512	0.34192	0.38489	0.42907	0.52030
9	0.29712	0.31405	0.33124	0.37519	0.42034	0.51335
10	0.28862	0.30591	0.32346	0.36832	0.41432	0.50882
11	0.28221	0.29984	0.31773	0.36339	0.41013	0.50585
12	0.27732	0.29526	0.31345	0.35982	0.40718	0.50388
13	0.27356	0.29179	0.31024	0.35722	0.40510	0.50258
14	0.27065	0.28912	0.30782	0.35532	0.40363	0.50172
15	0.26838	0.28708	0.30598	0.35393	0.40259	0.50114
16	0.26661	0.28550	0.30458	0.35290	0.40185	0.50076
17	0.26522	0.28428	0.30351	0.35214	0.40132	0.50051
18	0.26412	0.28333	0.30269	0.35158	0.40094	0.50034
19	0.26326	0.28260	0.30207	0.35117	0.40067	0.50023
20	0.26258	0.28202	0.30159	0.35087	0.40048	0.50015
21	0.26204	0.28158	0.30122	0.35064	0.40034	0.50010
22	0.26162	0.28123	0.30094	0.35048	0.40024	0.50007
23	0.26128	0.28096	0.30072	0.35035	0.40017	0.50004
24	0.26102	0.28075	0.30055	0.35026	0.40012	0.50003
25	0.26081	0.28059	0.30043	0.35019	0.40009	0.50002
26	0.26064	0.28046	0.30033	0.35014	0.40006	0.50001
27	0.26051	0.28036	0.30025	0.35011	0.40005	0.50001
28	0.26040	0.28028	0.30019	0.35008	0.40003	0.50001
29	0.26032	0.28022	0.30015	0.35006	0.40002	0.50000
30	0.26025	0.28017	0.30011	0.35004	0.40002	0.50000
32	0.26016	0.28010	0.30007	0.35002	0.40001	0.50000
34	0.26010	0.28006	0.30004	0.35001	0.40000	0.50000
36	0.26006	0.28004	0.30002	0.35001	0.40000	0.50000
38	0.26004	0.28002	0.30001	0.35000	0.40000	0.50000
40	0.26003	0.28001	0.30001	0.35000	0.40000	0.50000
44	0.26001	0.28001	0.30000	0.35000	0.40000	
48	0.26000	0.28000	0.30000	0.35000	0.40000	
52	0.26000	0.28000	0.30000	0.35000	0.40000	
56	0.26000	0.28000	0.30000	0.35000	0.40000	
60	0.26000	0.28000	0.30000	0.35000	0.40000	
70	0.26000	0.28000				
80	0.26000	0.28000				
90	0.26000	0.28000				
100	0.26000	0.28000				
110	0.26000	0.28000				
120	0.26000	0.28000				

续表

$\frac{i}{n}$	60%	70%	80%	100%	
1	1.60000	1.70000	1.80000	2.00000	
2	0.98462	1.07037	1.15714	1.33333	
3	0.79380	0.87889	0.96556	1.14286	
4	0.70804	0.79521	0.88423	1.06667	
5	0.66325	0.75304	0.84470	1.03226	
6	0.63803	0.73025	0.82423	1.01587	
7	0.62322	0.71749	0.81328	1.00787	
8	0.61430	0.71018	0.80733	1.00392	
9	0.60886	0.70595	0.80405	1.00196	
10	0.60551	0.70349	0.80225	1.00098	
11	0.60343	0.70205	0.80125	1.00049	
12	0.60214	0.70120	0.80089	1.00024	
13	0.60134	0.70071	0.80038	1.00012	
14	0.60083	0.70042	0.80021	1.00006	
15	0.60052	0.70024	0.80012	1.00003	
16	0.60033	0.70014	0.80007	1.00002	
17	0.60020	0.70008	0.80004	1.00001	
18	0.60013	0.70005	0.80002	1.00000	
19	0.60008	0.70003	0.80001	1.00000	
20	0.60005	0.70002	0.80001	1.00000	
21	0.60003	0.70001	0.80000	1.00000	
22	0.60002	0.70001	0.80000	1.00000	
23	0.60001	0.70000	0.80000	1.00000	
24	0.60001	0.70000	0.80000	1.00000	
25	0.60000	0.70000	0.80000	1.00000	
26	0.60000	0.70000			
27	0.60000	0.70000			
28	0.60000	0.70000			
29	0.60000	0.70000			
30	0.60000	0.70000			
32					
34					
36					
38					
40					
44					
48					
52					
56					
60					
70					
80					
90					
100					
110					
120					

等額序列現值系數(FRP): $\frac{(1+i)^n-1}{i(1+i)^n}$, $\frac{1-(1+i)^{-n}}{i}$

表 1-17-36

$\begin{matrix} i \\ n \end{matrix}$	1 %	2 %	3 %	4 %	5 %	6 %
1	0.99010	0.98038	0.97087	0.96154	0.95238	0.94340
2	1.97040	1.94156	1.91347	1.88609	1.85941	1.83339
3	2.94099	2.88388	2.82861	2.77509	2.72325	2.67301
4	3.90197	3.80773	3.71710	3.62990	3.54595	3.46511
5	4.85343	4.71346	4.57971	4.45182	4.32948	4.21236
6	5.79548	5.60143	5.41719	5.24214	5.07569	4.91732
7	6.72819	6.47199	6.23028	6.00205	5.78637	5.58238
8	7.65163	7.32548	7.01969	6.73274	6.46321	6.20979
9	8.56602	8.16224	7.78611	7.43533	7.10782	6.80169
10	9.47130	8.98258	8.53020	8.11090	7.72173	7.36009
11	10.36763	9.78685	9.25262	8.76048	8.30641	7.88687
12	11.25508	10.57534	9.95400	9.38507	8.86325	8.38384
13	12.13374	11.34837	10.63486	9.98565	9.39357	8.85268
14	13.00370	12.10625	11.29607	10.56312	9.89864	9.29498
15	13.86505	12.84926	11.93794	11.11839	10.37966	9.71225
16	14.71787	13.57771	12.56110	11.65230	10.83777	10.10590
17	15.56225	14.29187	13.18612	12.16567	11.27407	10.47726
18	16.39827	14.99203	13.75351	12.65930	11.68959	10.82760
19	17.22601	15.67846	14.32380	13.13394	12.08532	11.15812
20	18.04555	16.35143	14.87747	13.59033	12.46221	11.46992
21	18.85698	17.01121	15.41502	14.02916	12.82115	11.76408
22	19.66038	17.65805	15.93692	14.45112	13.16300	12.04158
23	20.45582	18.29220	16.44361	14.85684	13.48857	12.30338
24	21.24339	18.91393	16.93554	15.24696	13.79864	12.55036
25	22.02316	19.52346	17.41315	15.62208	14.09394	12.78336
26	22.79520	20.12104	17.87684	15.98277	14.37519	13.00317
27	23.55961	20.70690	18.32703	16.32959	14.64303	13.21053
28	24.31644	21.28127	18.76411	16.66306	14.89813	13.40616
29	25.06579	21.84438	19.18846	16.98371	15.14107	13.59072
30	25.80771	22.39646	19.60044	17.29203	15.37245	13.76483
32	27.26959	23.46833	20.38877	17.87355	15.80268	14.08404
34	28.70267	24.49859	21.13184	18.41120	16.19290	14.36814
36	30.10751	25.48884	21.83225	18.90828	16.54685	14.62099
38	31.48466	26.44064	22.49246	19.36786	16.86789	14.84602
40	32.83469	27.35548	23.11477	19.79277	17.15909	15.04630
44	35.45545	29.07996	24.25427	20.54884	17.66277	15.38318
48	37.97396	30.67312	25.26671	21.19513	18.07716	15.65003
52	40.39419	32.14495	26.16624	21.74758	18.41807	15.86139
56	42.71999	33.50469	26.96546	22.21982	18.69854	16.02881
60	44.95504	34.76089	27.67556	22.62349	18.92929	16.16143
70	50.16851	37.49862	29.12342	23.39451	19.34268	16.38454
80	54.88821	39.74451	30.20076	23.91539	19.59646	16.50913
90	59.16088	41.58693	31.00241	24.26728	19.75226	16.57870
100	63.02888	43.09835	31.59891	24.50500	19.84791	16.61755
110	66.53053	44.33824	32.04276	24.66560	19.90663	16.63924
120	69.70052	45.35539	32.37302	24.77409	19.94268	16.65135

续表

$\frac{i}{n}$	7 %	8 %	10%	12%	14%	16%
1	0.93458	0.92593	0.90909	0.89286	0.87719	0.86207
2	1.80802	1.78326	1.73554	1.69005	1.64666	1.60523
3	2.62432	2.57710	2.48685	2.40183	2.32163	2.24589
4	3.38721	3.31213	3.16987	3.03735	2.91371	2.79818
5	4.10020	3.99271	3.79079	3.60478	3.43308	3.27429
6	4.76654	4.62288	4.35526	4.11141	3.88867	3.68474
7	5.38929	5.20637	4.86842	4.56376	4.28830	4.03857
8	5.97130	5.74664	5.33493	4.96764	4.63886	4.34359
9	6.51523	6.24689	5.75902	5.32825	4.94637	4.60654
10	7.02358	6.71008	6.14457	5.65022	5.21612	4.83323
11	7.49867	7.13896	6.49506	5.93770	5.45273	5.02864
12	7.94269	7.53608	6.81369	6.19437	5.66029	5.19711
13	8.35765	7.90378	7.10336	6.42355	5.84236	5.34233
14	8.74547	8.24424	7.36669	6.62817	6.00207	5.46753
15	9.10791	8.55948	7.60608	6.81086	6.14217	5.57546
16	9.44665	8.85137	7.82371	6.97399	6.26506	5.66850
17	9.76322	9.12164	8.02155	7.11963	6.37286	5.74870
18	10.05909	9.37189	8.20141	7.24967	6.46742	5.81785
19	10.33560	9.60360	8.36492	7.36578	6.55037	5.87746
20	10.59401	9.81815	8.51356	7.46944	6.62313	5.92884
21	10.83553	10.01680	8.64869	7.56200	6.68696	5.97314
22	11.06124	10.20074	8.77154	7.64465	6.74294	6.01133
23	11.27219	10.37106	8.88322	7.71843	6.79206	6.04425
24	11.46933	10.52876	8.98474	7.78432	6.83514	6.07263
25	11.65358	10.67478	9.07704	7.84314	6.87293	6.09709
26	11.82578	10.80996	9.16095	7.89566	6.90608	6.11818
27	11.98671	10.93516	9.23722	7.94255	6.93515	6.13636
28	12.13711	11.05108	9.30657	7.98442	6.96066	6.15204
29	12.27767	11.15841	9.36961	8.02181	6.98304	6.16555
30	12.40904	11.25778	9.42691	8.05518	7.00266	6.17720
32	12.64656	11.43500	9.52638	8.11159	7.03498	6.19590
34	12.85401	11.58693	9.60857	8.15656	7.05985	6.20979
36	13.03521	11.71719	9.67651	8.19241	7.07899	6.22012
38	13.19347	11.82887	9.73265	8.22099	7.09371	6.22779
40	13.33171	11.92461	9.77905	8.24378	7.10504	6.23350
44	13.55791	12.07707	9.84909	8.27642	7.12047	6.24089
48	13.73047	12.18914	9.89693	8.29716	7.12960	6.24497
52	13.86212	12.27151	9.92960	8.31036	7.13501	6.24722
56	13.96256	12.33205	9.95191	8.31872	7.13821	6.24846
60	14.03918	12.37655	9.96716	8.32405	7.14011	6.24915
70	14.16039	12.44282	9.98734	8.33034	7.14211	6.24981
80	14.22201	12.47351	9.99512	8.33237	7.14266	6.24996
90	14.25333	12.48773	9.99812	8.33302	7.14280	6.24999
100	14.26925	12.49432	9.99927	8.33323	7.14284	6.25000
110	14.27735	12.49737	9.99972	8.33330	7.14285	6.25000
120	14.28146	12.49878	9.99989	8.33332	7.14286	6.25000

续表

$\begin{matrix} i \\ n \end{matrix}$	18%	20%	22%	24%	26%	28%
1	0.84746	0.83333	0.81967	0.80645	0.79365	0.78125
2	1.56564	1.52778	1.49153	1.45682	1.42353	1.39160
3	2.17427	2.10648	2.04224	1.98130	1.92344	1.86844
4	2.69006	2.58873	2.49364	2.40428	2.32019	2.24097
5	3.12717	2.99061	2.86364	2.74538	2.63507	2.53201
6	3.49760	3.32551	3.16692	3.02047	2.88498	2.75938
7	3.81153	3.60459	3.41551	3.24232	3.08331	2.93702
8	4.07757	3.83715	3.61927	3.42122	3.24073	3.07579
9	4.30302	4.03097	3.78628	3.56550	3.36566	3.18421
10	4.49409	4.19247	3.92318	3.68186	3.46481	3.26892
11	4.65601	4.32706	4.03540	3.77569	3.54350	3.33509
12	4.79322	4.43922	4.12737	3.85136	3.60595	3.38679
13	4.90951	4.53268	4.20277	3.91239	3.65552	3.42718
14	5.00806	4.61057	4.26456	3.96160	3.69485	3.45873
15	5.09158	4.67547	4.31522	4.00129	3.72607	3.48339
16	5.16235	4.72956	4.35673	4.03330	3.75085	3.50265
17	5.22233	4.77463	4.39077	4.05911	3.77052	3.51769
18	5.27316	4.81219	4.41866	4.07993	3.78613	3.52945
19	5.31624	4.84350	4.44152	4.09672	3.79851	3.53863
20	5.35275	4.86958	4.46027	4.11026	3.80834	3.54580
21	5.38368	4.89132	4.47563	4.12117	3.81615	3.55141
22	5.40990	4.90943	4.48822	4.12998	3.82234	3.55579
23	5.43212	4.92453	4.49854	4.13708	3.82725	3.55921
24	5.45095	4.93710	4.50700	4.14281	3.83115	3.56188
25	5.46691	4.94759	4.51393	4.14742	3.83425	3.56397
26	5.48043	4.95632	4.51962	4.15115	3.83670	3.56560
27	5.49189	4.96360	4.52428	4.15415	3.83865	3.56688
28	5.50160	4.96967	4.52810	4.15657	3.84020	3.56787
29	5.50983	4.97472	4.53123	4.15853	3.84143	3.56865
30	5.51681	4.97894	4.53379	4.16010	3.84240	3.56926
32	5.52773	4.98537	4.53762	4.16240	3.84379	3.57010
34	5.53557	4.98984	4.54019	4.16389	3.84467	3.57062
36	5.54120	4.99295	4.54192	4.16486	3.84522	3.57094
38	5.54525	4.99510	4.54308	4.16549	3.84566	3.57113
40	5.54815	4.99660	4.54386	4.16590	3.84578	3.57124
44	5.55174	4.99836	4.54473	4.16634	3.84601	3.57136
48	5.55359	4.99921	4.54513	4.16653	3.84610	3.57140
52	5.55454	4.99962	4.54531	4.16661	3.84613	3.57142
56	5.55503	4.99982	4.54539	4.16664	3.84614	3.57143
60	5.55529	4.99991	4.54542	4.16666	3.84615	3.57143
70	5.55550	4.99999	4.54545	4.16667	3.84615	3.57143
80	5.55555	5.00000	4.54545	4.16667	3.84615	3.57143
90	5.55555	5.00000	4.54545	4.16667	3.84615	3.57143
100	5.55556	5.00000	4.54545	4.16667	3.84615	3.57143
110	5.55556	5.00000	4.54545	4.16667	3.84615	3.57143
120	5.55556	5.00000	4.54545	4.16667	3.84615	3.57143

续表

$\frac{i}{n}$	30%	40%	50%	100%	
1	0.76923	0.71429	0.66667	0.50000	
2	1.36095	1.22449	1.11111	0.75000	
3	1.81611	1.58892	1.40741	0.87500	
4	2.16624	1.84923	1.60494	0.93750	
5	2.43557	2.03516	1.73663	0.96875	
6	2.64275	2.16797	1.82442	0.98437	
7	2.80211	2.26284	1.88294	0.99219	
8	2.92470	2.33060	1.92196	0.99609	
9	3.01900	2.37900	1.94798	0.99805	
10	3.09154	2.41357	1.96532	0.99902	
11	3.14734	2.43826	1.97688	0.99951	
12	3.19026	2.45590	1.98459	0.99976	
13	3.22328	2.46850	1.98972	0.99988	
14	3.24867	2.47750	1.99315	0.99994	
15	3.26821	2.48393	1.99543	0.99997	
16	3.28324	2.48852	1.99696	0.99998	
17	3.29480	2.49180	1.99797	0.99999	
18	3.30369	2.49414	1.99865	1.00000	
19	3.31053	2.49582	1.99910	1.00000	
20	3.31579	2.49701	1.99940	1.00000	
21	3.31984	2.49787	1.99960	1.00000	
22	3.32296	2.49848	1.99973	1.00000	
23	3.32535	2.49891	1.99982	1.00000	
24	3.32719	2.49992	1.99988	1.00000	
25	3.32861	2.49944	1.99992	1.00000	
26	3.32970	2.49960	1.99995		
27	3.33054	2.49972	1.99996		
28	3.33118	2.49980	1.99998		
29	3.33168	2.49986	1.99998		
30	3.33206	2.49990	1.99999		
32	3.33258	2.49995	2.00000		
34	3.33289	2.49997	2.00000		
36	3.33307	2.49999	2.00000		
38	3.33318	2.49999	2.00000		
40	3.33324	2.50000	2.00000		
44	3.33330	2.50000			
48	3.33332	2.50000			
52	3.33333	2.50000			
56	3.33333	2.50000			
60	3.33333	2.50000			
70					
80					
90					
100					
110					
120					

17.7 冶金厂对矿石需要量计算

17.7.1 高炉冶炼对铁矿石需要量的计算

17.7.1.1 当铁矿石为高炉富矿时

1. 高炉块矿直接入炉

矿石需要量按公式 (1-17-55) 计算

$$Q = \frac{A[\text{Fe}]}{a_1 e_2} \times \frac{1}{1 - K_1} \quad (1-17-55)$$

生铁产量按公式 (1-17-56) 计算

$$A = \frac{Q a_1 e_2 (1 - K_1)}{[\text{Fe}]} \quad (1-1-56)$$

2. 高炉富矿粉经烧结入炉

矿石需要量按公式 (1-17-57) 计算

$$Q = \frac{A[\text{Fe}]}{a_1 e_2} \times \frac{1}{(1 - K_1)(1 - K_2)} \quad (1-17-57)$$

生铁产量按公式 (1-17-58) 计算

$$A = \frac{Q a_1 e_2 (1 - K_1)(1 - K_2)}{[\text{Fe}]} \quad (1-17-58)$$

17.7.1.2 当铁矿石为贫矿，需经选矿和烧结后入炉时

(1) 矿石需要量按公式 (1-17-59) 计算：

$$Q = \frac{A[\text{Fe}]}{a_1 e_1 e_2} \times \frac{1}{(1 - K_1)(1 - K_2)} \quad (1-17-59)$$

(2) 生铁产量按公式 (1-17-60) 计算：

$$A = \frac{Q a_1 e_1 e_2 (1 - K_1)(1 - K_2)}{[\text{Fe}]} \quad (1-17-60)$$

式中 Q ——矿石年需要量 (或矿石年产量)， t/a_1

$[\text{Fe}]$ ——生铁含铁量，一般为94~95%；

A ——生铁年产量， t/a_1 ；

a_1 ——原矿品位， $T\text{Fe}\%$ ；

e_1 ——选矿回收率，%；

e_2 ——冶炼回收率，一般为97%左右，钒钛磁铁矿单独入炉冶炼为94%左右；

K_1 ——运输损失，一般按2%计取；

K_2 ——烧结损失，一般按1%计取。

17.7.2 炼钢对铁矿石量的计算

(1) 用天然平炉富矿时，按公式 (1-17-61) 计算

$$Q = \frac{1}{(1 - K_1)(1 - K_2)} AR \quad (1-17-61)$$

(2) 用人造平炉富矿时, 按公式 (1-17-62) 计算

$$Q = AR \frac{\alpha_2}{\alpha_1 \varepsilon_1} \times \frac{1}{(1-K_1)(1-K_2)} \quad (1-17-62)$$

式中 Q ——平炉矿石年需要量, t/a ;

A ——平炉钢年产量, t/a ;

R ——每吨平炉钢消耗的平均矿石量按表2-21-37选取;

α_1 ——原矿品位, $TFe\%$;

α_2 ——平炉球团矿品位, $TFe\%$;

ε_1 ——选矿回收率, $\%$;

K_1 ——运输损失, 一般按2%计取;

K_2 ——粉矿率(平炉矿块度小于20毫米为粉矿) 一般为30~40%;

K_3 ——球团矿损失, 一般按1%计取。

每吨钢平炉矿石消耗定额参考指标见表1-17-37。

每吨钢平炉矿石消耗定额参考指标

表 1-17-37

名 称	钢 种		
	平炉炼钢	氧气顶吹平炉炼钢	转炉炼钢
矿石消耗量 (kg/t)	150~200	60~100	20~40

17.7.3 高炉、电炉锰铁对锰矿石需要量计算

17.7.3.1 当锰矿石为富矿时

(1) 块矿入炉, 按公式 (1-17-63) 计算:

$$Q = \frac{A[Mn]}{\alpha \varepsilon_2} \times \frac{1}{(1-K_1)(1-K_2)} \quad (1-17-63)$$

(2) 氧化锰粉矿和碳酸锰富矿经烧结或焙烧后入炉时, 按公式 (1-18-64) 计算

$$Q = \frac{A[Mn]}{\alpha \varepsilon_2} \times \frac{1}{(1-K_1)(1-K_3)} \quad (1-17-64)$$

17.7.3.2 当矿石为贫矿, 经选矿、烧结入炉时

(1) 锰矿石需要量按公式 (1-17-65) 计算:

$$Q = \frac{A[Mn]}{\alpha \varepsilon_1 \varepsilon_2} \times \frac{1}{(1-K_1)(1-K_3)} \quad (1-17-65)$$

(2) 锰铁合金产量按公式 (1-17-66) 计算:

$$A = \frac{Q \alpha \varepsilon_1 \varepsilon_2 (1-K_1)(1-K_3)}{[Mn]} \quad (1-17-66)$$

式中 Q ——锰矿石需要量 (或锰矿石年产量) t/a ;

A ——锰铁合金年产量, t/a ;

α ——原矿品位, $Mn\%$;

ε_1 ——锰矿选矿回收率, $\%$;

冶炼回收率参考指标

表 1-17-38

锰冶炼回收率	电炉中低炭锰铁	电炉锰硅合金	电炉炭素锰铁	高炉炭素锰铁	高炉富锰渣
ε_2 (%)	65~75	75~80	75~80	75~80	85~90

ε_2 ——锰矿冶炼回收率 (参见表1-17-38选取) ;

K_1 ——粉矿率, %;

K_2 ——运输损失, %;

K_3 ——烧结损失, %;

17.7.4 电炉铬合金对铬矿石需要量的计算

(1) 当铬矿石为富矿时按公式 (1-17-67) 计算

$$Q = \frac{A[\text{Cr}]}{\alpha \varepsilon_2} \times \frac{1}{(1 - K_1)} \quad (1-17-67)$$

(2) 当铬矿石为贫矿时按公式1-17-68计算

$$Q = \frac{A[\text{Cr}]}{\alpha \varepsilon_1 \varepsilon_2} \times \frac{1}{(1 - K_2)(1 - K_3)} \quad (1-17-68)$$

式中 Q ——铬矿石年需要量, t/a;

A ——铬合金年产量, t/a;

$[\text{Cr}]$ ——冶炼各种牌号的铬金属含量, %;

α ——采出铬矿石含铬品位, %;

$\varepsilon_1, \varepsilon_2$ ——分别为选矿、冶炼回收率, %;

K_2 ——运输损失, 一般为2%;

K_3 ——烧结损失, 一般为1%。

17.7.5 钢铁厂对石灰石需要量计算

(1) 烧结配料石灰石需要量按公式(1-17-69)计算

$$Q = \frac{\Sigma Q_2 (R \text{Si}_1 - \text{Ca}_1)}{\text{Ca}_2 - R \text{Si}_2} \quad (1-17-69)$$

$$\phi_1 = Q_1 / Q_2$$

式中 Q_1 ——烧结配料用石灰石年需要量, t/a;

Q_2 ——烧结原料 (铁精矿、富粉矿、无烟煤或碎焦、高炉灰等) 用量, t/a;

Si_1, Ca_1 ——原料中的 SiO_2 和 CaO 的含量, %;

Si_2, Ca_2 ——石灰石中 SiO_2 和 CaO 的含量, %;

ϕ_1 ——每吨烧结矿需要石灰石量, t;

R ——烧结矿碱度 (CaO/SiO_2) ;

Q_2 ——烧结矿年产量, t。

(2) 每吨生铁熔剂需要量按公式 (1-17-70) 计算

$$\phi_2 = \frac{R \left[P\text{Si}_1 + C f \text{Si}_3 - \text{Si}_4 - \frac{60}{20} \times [\text{Si}] \times 10 \right] - [P\text{Ca}_1 + C f \text{Ca}_3 - \text{Si}_4]}{\text{Ca}_2 - R\text{Si}_2} \quad (1-17-70)$$

式中 ϕ_2 ——每吨生铁的石灰石用量, kg/t;
 Si_1, Ca_1 ——入炉矿(烧结矿)中 SiO_2 、 CaO 含量, %;
 Si_2, Ca_2 ——石灰石中 SiO_2 、 CaO 含量, %;
 Si_3, Ca_3 ——焦炭中 SiO_2 、 CaO 含量, %;
 Si_4 ——每吨生铁烟尘带走的 SiO_2 量, kg/t;
 $[\text{Si}]$ ——生铁含硅量, %;
 C ——入炉焦比, kg/t;
 f ——焦炭灰分, %;
 R ——炉渣碱度(CaO/SiO_2)。

(3) 全部生铁熔剂需要量按公式(1-17-71)计算

$$Q_2 = A\phi_2/98\% \quad (1-17-71)$$

式中 Q_2 ——全部生铁石灰石需要量, t;

A ——生铁年产量, t;

98%——考虑石灰石2%的损失。

(4) 炼铁系统(包括烧结配料及高炉熔剂石灰石总用量按公式(1-17-72)计算

$$\Sigma Q = Q_1 + Q_2 \quad (1-17-72)$$

式中 ΣQ ——炼铁系统(包括烧结和炼铁)全部石灰石用量, t。

当高炉采用100%烧结矿入炉时按公式(1-17-73)计算

$$\phi_a = \frac{P\phi_1 + \phi_3}{98\%} \quad (1-17-73)$$

$$\Sigma Q = A\phi_a$$

式中 ϕ_a ——每吨生铁石灰石的用量(包括烧结炼铁), t;

P ——每吨生铁需烧结矿量, t;

ϕ_1 ——每吨烧结矿配入的石灰石量(烧结配料计算确定), t;

ϕ_3 ——高炉添加的石灰石量, 一般为10~20%kg/t。

(5) 炼钢对石灰石需要量按公式(1-17-74)计算

$$Q = \frac{1.78}{WK_1} \times \frac{RA}{1000(1-K_2)} \quad (1-17-74)$$

式中 Q ——炼钢石灰石需要量, t;

A ——钢产量, t;

W ——石灰石单位重量内含 CaCO_3 的重量比(按95%计算);

1.78——纯石灰石 CaCO_3 与 CaO 的理论比值;

K_1 ——运输损失, 一般为2%;

K_2 ——石灰石煅烧的合格率(85~90%);

R ——每吨钢消耗石灰石量, 平炉钢为40~45kg/t, 电炉钢为60~70kg/t, 转炉钢80~100kg/t。

第 二 篇

地 下 开 采

第一章 矿山生产能力

责任编辑单位 北京有色冶金设计研究总院

编 写 人 黄 莹 中

1.1 概 述

矿山生产能力是矿山建设最重要的问题之一。生产能力确定得正确与否直接关系到企业投资和经济效益的好坏,影响着选冶及加工厂的原料供应和国家计划的实施。因此,在确定矿山生产能力时,必须正确和深入地进行调查研究,实事求是地做好各方案的技术经济比较工作。

本章中的生产能力确定原则和计算方法是根据国内矿山经验的总结,近几年的技术进步和发展趋势提出的。

在我国当前的矿山设计中,生产能力的确定,仍然是考虑满足国家需要为前提,再根据地质资源,矿山的具体自然地理条件,技术经济因素,以现代行之有效的科学技术和装备水平进行开采为基础,进行与矿山开采总体方案相联系的经济比较,验证其技术上有可能达到的生产能力。与露天开采相比较,地下开采的生产环节多,生产技术复杂,作业条件差,管理要求高,对资源和开采技术条件变化的应变能力差。反映在国内的地下开采矿山从投产到达产的时间长,甚至有些矿山达不到设计能力,即使达产的矿山,能够顺利稳产的时间也不长。因而要求在地下开采的矿山设计中,要特别注意对资源和开采技术条件进行系统研究,要充分估计地下开采的各种不利因素,留有充分的调节余地。

矿山直接生产的各个环节和工艺,组成矿山的整个系统。合理的设计和建设,应当使单个环节和取用的指标以及各项环节的相互配合的综合结果既先进又切实可行。

回采工作各工序的合理配合是保证矿山正常生产的基本环节。开拓运输、采切、掘进必须密切配合回采,超前进行,随时随地保持与回采工作相适应的掘进工作量。对一些两步骤回采的矿体,要及时回采矿柱,保持矿房与矿柱的合理开采顺序;对充填法矿山,要组织好回采与充填之间的协作配合,作好采充平衡;对崩落法矿山要注意生产衔接,搞好均匀下降,加强出矿管理;对留矿法矿山,要协调好回采与大量出矿矿块的配合关系等等。否则,不仅会影响到矿山的正常持续生产,增大贫化损失,甚至发生安全事故。

本章所述矿山生产能力的确定方法,基本包括两类,一类是按统计资料的扩大指标(如年下降速度)对计划(市场)要求的生产能力进行粗略验算。这种指标随着技术进步和工人素质以及生产管理水平的提高亦将不断发生变化,必须注意研究客观实际和矿山的类比性,分析选用。这种方法主要可用以制定长远规划阶段以确定矿山能力,亦常用以对已定矿山能力的验证。

另一类是近年来各设计单位较普遍应用的一种方法,即根据选定的设计方法及其装备水平条件下可能达到的矿块能力及其它需要配合的环节进行排产。矿块能力及有关参数的

选取,大多取自实际矿山所能达到的较好指标。

设计中的矿山能力,除特殊情况外(如国家急需的矿种或者深部存在富矿体等),一般应以单阶段(或一个阶段回采矿房,一个阶段回采矿柱)为基础进行计算。因为多阶段生产,虽可在计算中加大生产能力,但基建工程量和投资增多,建设时间加长,维护费用增加,也加大了通风和矿柱回采的难度。同时,也不能给矿山生产留有余地,不利于持续稳产。

设计计算中,对矿柱回采的生产能力,据目前实际亦应适当降低,一般情况,当矿柱所占的矿量比例在40~50%以上或者采用充填法回采时,矿柱回采的生产能力可取用相当于类似矿房回采时采矿方法的生产能力;当矿柱矿量所占储量比例介于30~40%时,其矿柱回采能力视实际设计矿山条件可适当降低;当矿柱矿量比例小于20%时,可以不予考虑矿柱回采的能力而给生产留有余地。

1.2 矿块式采矿方法的生产能力

按此法计算矿山能力的方法有:

- (1) 分段空场法(包括阶段矿房、爆力崩矿等采矿方法);
- (2) 房柱法、全面法;
- (3) 留矿法;
- (4) 充填法(除进路式充填法外);
- (5) 有底柱分段崩落法。

1.2.1 计 算 步 骤

由本节起至1.5节按各种采矿方法排产确定生产能力的步骤大致如下:

(1) 确定阶段高度,研究各阶段矿体赋存情况(结合剖面)及开采技术条件,确定地质影响系数。

随着探矿和生产的进行,地质条件的变化及其对探矿生产的影响是不可避免的,特别是成因条件复杂的矿山,无论是矿体形态、地质储量、矿石品位、顶底板等高线和与矿体接触界线以及矿床开采技术条件都会发生变化,相应要影响矿山生产能力,其影响程度往往随矿床成因类型和勘探程度波动,为使确定的矿山生产能力能适应这种影响而拟定地质影响系数,可根据设计矿山的地质资料,分析取用,一般为0.7~1.0。

(2) 选定回采顺序和矿块(采场)参数。

(3) 统计各阶段的可布矿块,计算有效矿块数量。

可布矿块是指在阶段平面图上将两翼狭小的、变化不稳定和不完整的,对确定生产能力有较大影响的构造带和需要设临时矿柱地段的矿体剔除,在正常地段布置的矿块。

有效矿块,在无底柱崩落法中为有效进路,是矿山设计中用以计算矿山生产能力的矿块或进路。

有效矿块(进路)是考虑到在不规则的矿床条件下,使各矿块(进路)能基本上保持按标准矿块的储量比例均衡下降并考虑适当留有余地。有效矿块(进路)的数目可根据可布矿块(进路)的实际情况,用等厚度折算法求得。

根据矿床条件及所用采矿方法的不同,分别选用如下三种方法:

一是以矿块厚大部分矿块(进路)的平均厚度为标准折算矿块数。

二是以矿块(进路)为一出矿单元的加权平均法。

这两种方法均是在阶段平面图上,以标准尺寸的矿块(进路)为单位,统计计算折算厚度(标准矿块的厚度)的矿块(进路)数。

三是以阶段(分段)储量折算平均厚度,即

$$m = \frac{Q}{Lh\gamma} \quad (2-1-1)$$

式中 m ——折算厚度, m;

Q ——阶段(分段)矿量, t;

L ——矿体走向长度, m;

h ——阶段(分段)高度, m;

γ ——矿石体重, t/m³。

(4) 计算可能的采矿方法比例。

(5) 确定和选取矿块能力及矿块利用系数, 计算阶段产量, 研究各阶段生产及下降情况。

矿块利用系数是指在同一阶段上的回采矿块(包括出矿、凿岩爆破、支护等、不包括备用矿块)与有效矿块数之比, 目前一般为0.3~0.6。无底柱崩落法则因是以进路为出矿单位, 故为进路利用系数, 即出矿进路与有效进路之比值, 一般为0.15~0.33。在厚度适中、矿石稳固、不需支护、水文地质条件简单且有可能对下一分段提前凿岩时, 取大值, 反之取小值。

在确定矿块能力时还要确定出矿设备利用系数。装运机出矿时, 维修和作业条件好的取50%备用, 中等的取100%, 差的取150%; 电耙出矿时, 按安装容量的20%考虑。

而后计算矿块生产能力, 根据不同的采矿方法及出矿设备选取不同的计算方法。

对电耙出矿的矿块(除留矿法外), 电耙的能力应以矿块的回采出矿周期的能力计算并选取其指标。

对装运机出矿的矿块, 一般以出矿设备的台年效率来选取。

铲运机出矿的矿块, 则应根据铲运机设备的能力及其与运距的关系, 通过计算来确定和选取, 铲运机的台年能力以每日工作二班进行计算。

留矿法矿块的能力以回采凿岩和大量放矿时的综合能力来考虑, 在当前国内条件下, 凿岩与大量放矿采场比例通常按1:1计算。

充填法与空场法矿块的生产能力则根据两个步骤中各自采用的采矿方法及其能力综合计算。

(6) 调整阶段能力, 编制逐年生产计划表和生产发展曲线图。

(7) 平衡和确定矿山能力, 矿山生产能力可按式计算。

$$A = \frac{(N_1 q_1 + N_2 q_2) K E t}{1 - Z} \quad (2-1-2)$$

式中 A ——矿石年产量, t/a;

N_1 ——同时回采的可布矿房数;

N_2 ——同时回采的可布矿柱数;

q_1 ——矿房生产能力, t/d, 各种采矿方法矿房生产能力的推荐值和矿山实际能力参阅表2-1-1~表2-1-19;

q_2 ——矿柱生产能力, t/d;

K ——矿块利用系数, 推荐值和实际值参阅表2-1-20~表2-1-33;

E ——地质影响系数, 0.7~1.0;

Z ——副产矿石率, %, 推荐值参阅表2-1-34~表2-1-35和1.3.4节有关内容, 某些实际矿山的副产矿石率参见表2-1-36~表2-1-38;

t ——年工作天数。

公式2-1-2中未考虑贫化损失的影响, 这是从简化出发, 按贫化、损失相等的概念考虑的, 实际计算中, 若贫化损失出入很大或在用金属量(精矿)反算矿石年产量时, 应考虑贫化损失率。贫化损失率的选取可参阅本篇第十四章的有关内容。

国内分段空场法的推荐能力

表 2-1-1

项目名称	I 类	II 类	III 类	IV 类
采场通风条件	好	差	好	差
二次破碎量大小	小	大	小	大
电耙道数量	双	双	单	单
生产能力 (t/d)	小	大	小	大
生产能力 (t/d)	300~400	200~300	150~250	100~200

分段空场法矿山实际生产能力 (t/d)

表 2-1-2

矿山名称	走向长度 (m)	厚度 (m)	倾角 (°)	采场规格 (m)			出矿设备	实际生产 能力	备 注
				长	宽	高			
大庙铁矿	24°~26° 矿体 100~356	20~40	80~90	30~35 60~70 25	>25 25~30	60	28、55 kW电耙	93~134	沿走向单耙道 沿走向双耙道 垂直走向布置
寿王坟铜矿	矿体长190	6~40	60	50 25~30	矿体厚	60	55kW电耙	200~400 800	1~2条耙道 4~6条耙道
辉铜山铜矿	300	8~10	70~80	42	矿体厚	60	28kW电耙	220~400	
东川面山坑	1600	1~20	40~70	50	矿体厚	60	28kW电耙	80~135 135~275	一条耙道 二条耙道
东川龙山坑	500~600	2~13	70~85	50	矿体厚	60	28kW电耙	100~300	
金岭铁矿		5~30	45~80	30~40	矿体厚	60	华-I型 装岩机	140~180	有轨出矿平底结构
大西林铁矿	370	15	75~85	40	矿体厚	40	55kW电耙	100~160	
牟定铜矿	2250	10~20	60~90	50~60	12		55kW电耙	160~180	

注: 该表系兰州有色冶金设计研究院统计整理

1.2.2 各种采矿方法的矿房生产能力

1.2.2.1 分段空场采矿法

(1) 国内矿山分段空场法的能力主要取决于电耙的生产能力, 其各类型的推荐能力见表2-1-1, 国内矿山实际生产能力见表2-1-2。

(2) 国外空场法因回采设备和工艺不同, 须按回采循环时间、劳动生产率、成本与采场生产能力的关系进行计算, 参见表2-1-3。

国外分段空场法采场生产能力计算表

表 2-1-3

项目名称	窄脉宽 3m (矿岩稳固)		脉宽 6m (矿岩稳固)	
	矿山 A	B	C	D
凿岩设备	轻便台车	轻便台车	潜孔钻机	潜孔钻机
孔径 (mm)	50	50	100	100
孔深 (m)	12	12	30	30
出矿设备	18.65kW 电耙	0.78m ³ 铲运机	1.52m ³ 铲运机	3.2m ³ 铲运机
每次崩矿块数	1 (0.75~0.8m)	1 (0.75~0.8m)	1 (2m)	1 (2m)
每次崩矿量 (t)	388.8	388.8	2332.8	3332.8
凿岩爆破时间 (h)	4.5	4.5	18	18
装矿时间 (h)	5.7	5.4	10.4	5.5
总耗工班数 (人班)	10.2	9.9	28.4	23.5
工班劳动生产率 (t)	38.8	42.9	82.1	99.2
二班制能力 (t/d)	173	194	369	447
每吨成本 (美元)	6.47	6.29	3.16	3.16

注: 本表系 *Underground Mining Methods Handbook* 分段空场法经济部分综合。

1.2.2.2 房柱法、全面法

房柱法、全面法矿块生产能力推荐值见表2-1-4 (国内主要是浅孔回采)。国内房柱法、全面法矿山实际生产能力见表2-1-5。

房柱法、全面法矿块生产能力推荐值

表 2-1-4

项目名称	I 类	II 类	III 类
矿体形态	多变	变化小	稳定
品位变化	变化大	较稳定	稳定
分支情况	分支复合脉多	分支复合脉少	基本无
矿体倾角变化	25°~40°, 起伏大	10°~25°, 变化小	0~25°, 稳定
矿体厚度, 其中:			
全面法	<2m, >2.9m	1.3~2m, 3~3.5m	2~2.9m
房柱法	<1.3m, >8m	1.3~8m	2~7m
出矿组织	不好	较好	好
分采分运情况	分	不分	不分
矿块出矿能力 (t/d)	40~60	60~80	80~100

1.2.2.3 留矿法

(1) 极薄矿脉群留矿法推荐能力见表2-1-6。国内极薄矿脉群浅孔留矿法实际矿块

能力见表2-1-7。

房柱法、全面法矿山实际生产能力

表 2-1-5

矿山能力	凿 岩		运 搬		作业循环	矿块日生产能力 (t)	
	设 备	台班效率(t)	设 备	台班效率(t)		设 计	实 际
锡矿山锡矿	01~30 YQ-80	57.4~65.6	15.28 kW电耙	40~50	打眼、通风、 出矿各一班	60	41~42
白石潭铁矿	YT-25	24~38	14.30 kW电耙	24~38	一班一个循环	150	40.2~72
大罗坝铁矿	YT-25 01-30(2台)	21.1~40.2	30kW电耙	21.1~75.7	一打二运	90~130	32~68
新冶铜矿	YT-25	62	14kW电耙	—	打眼、通风、 出矿各一班	120~150	29~58
泗顶铅锌矿	YT-25 01-30 75-65	89.18~146	14.28 kW电耙	—	—	—	68~72
龙烟黄田铁矿	—	30~36	28kW电耙	180~200	二打一运	180~200	190~202
博山铝土矿	—	60~80	28kW电耙	80~110	一打二运	262	202
贺兰山磷矿	—	35	30kW电耙	60	一打二运	150	120
通化铜矿	—	30~50	14kW电耙	65~90	二打一运	—	70~90

注：本表系长沙黑色冶金矿山设计研究院调查整理

极薄矿脉群留矿法推荐能力

表 2-1-6

脉 幅 厚 度	凿 岩 设 备	推 荐 能 力 (t/d)
1~1.5m	气腿式上向凿岩	40~50
>1.5m	气腿式上向凿岩	50~65

极薄矿脉的生产能力计算中，由于脉群在沿走向或沿倾斜方向上的变化大，中段可布矿块数的统计数应乘以系数，按式2-1-3进行计算。

$$N_* = \frac{Lf}{l} \quad (2-1-3)$$

式中 L ——上、下阶段矿脉累计平均长度，m；

l ——矿块长度，m；

f ——矿脉长度利用系数，取0.7。

(2) 普通浅孔留矿法矿块推荐能力见表2-1-8，国内浅孔留矿法矿山实际矿块生产能力见表2-1-9。

1.2.2.4 充填法

(1) 充填法推荐矿房能力见表2-1-10，表2-1-11。VCR法事后充填法的矿块能力在采用潜孔凿岩设备以及2m³铲运机出矿时，不包括切顶打凿岩硐室等时间在内的试验矿

极薄矿脉留矿法矿山实际矿块能力

表 2-1-7

矿山名称	走向长 (m)	矿脉厚 (m)	倾角 (°)	矿块规格 (m)			矿块生产 能力 (t/d)
				长 度	采 幅	高	
大吉山钨矿	600~800 最长1150	0.1~3.0 平均 0.4	65~80	40~60 个别80	0.8~5.0	50	33
盘古山钨矿	800~1350	0.1~2.35 平均0.17~0.39	80~90	50~60	0.8~1.2	40~70	35
西华山钨矿	150~450 最长 900	0.1~3.6 平均0.38	70~85	50~70	~1.0	38~56	56
西屋场钨矿	30~950	0.1~3.0 平均0.43	74~86	40~60	1.2~1.4	40~50	36
下统樟斗矿区	10~300	0.03~1.12	75~88	40~60 个别80~100	1.0~2.0	40~50	43
银山铅锌矿	100~600	1~5	60~80	30~60	1.~5.0	43~55	46

注: 1. 矿山出矿均采用手动木漏斗;

2. 本表均系南昌有色冶金设计研究院调查整理。

浅孔留矿法矿块推荐能力

表 2-1-8

类 别	矿体开采技术条件及矿块结构	推 荐 能 力 (t/d)
I	构造复杂的薄矿体; 普通漏斗结构; 人工装运小矿车	25~40
II	构造较简单的薄到中厚矿体, 普通漏斗结构	50~70
III	中厚以上矿体, 电耙底部结构	80~100
IV	厚度大于5m, 垂直走向布置, 电耙出矿	90~150

浅孔留矿法矿山实际生产能力

表 2-1-9

矿山名称	矿体产状			矿块规格 (m)			出矿设备	矿块能力 (t/d)	调查单位
	走向长 (m)	厚度 (m)	倾角 (°)	长	宽	高			
八家子铅锌矿	110~850 (断续)	0.4~13.3	40~85	40~50	矿体厚	30	普通漏斗 电耙	50 70	黑龙江省冶金设计院, 沈阳有色冶金设计院
华铜铜矿	51~200	3~60	20~80	30~40	不大于10	30	电耙	75~90	同上
月山铜矿	150~500	2~20	65~90	56	矿体厚	50	普通漏斗	58	同上
夹皮沟二道沟金矿	60~225	1~2.5	>60	40~60	矿体厚	40~45	普通漏斗 和电耙	44	吉林省冶金设计院, 长春黄金设计研究院
招远金矿	300~800	0.5~2.5	>45	40~60	矿体厚	30~50	同上	9~28	同上
多宝山铜矿 (Ⅱ*矿体)	250~300	10~25	70~90	50	矿体厚	50	同上	69	黑龙江省冶金设计院
德保铜矿	600	2~10	80~50	40~50	矿体厚	30	电耙	35	广西冶金设计院

上向水平分层充填法矿块推荐能力

表 2-1-10

项目名称	矿块回采面积 (m ²)	充填材料	出矿设备	生产能力 (t/d)
矿岩稳固	300~400	干 式	电 耙	50~80
矿岩均不稳固	<100	全混凝土	电 耙	20~40
矿岩均不稳固	150~250	同 上	电 耙	50~80
矿岩稳固	300~400	尾砂胶结	T ₄ G	80~150
矿岩稳固	盘区开采	同 上	TORO-100、LK-1型	400~500

点柱法 (大面积回采) 推荐能力 (t/d)

表 2-1-11

矿块面积 (m ²)	装运机 (ZYQ-14) 出矿	铲运机 (LK-1型) 出矿
1500~2000	250~350	350~450
800~1500	150~250	200~350

上向水平分层充填法矿山实际能力

表 2-1-12

矿山名称	矿块面积 (m ²)	年平均矿块能力 (t/d)							出矿设备	调查单位
		72	75	77	78	79	80	高水平		
凡口铅锌矿	300~400	39.72	32.10	30	45.4	53.3	65	74.44	T ₄ G、电耙	北京有色冶金设计研究总院
凡口矿盘区开采	2000	—	—	400	—	312	—	400	LK-1型铲运机	同 上
金川龙首矿	150~250	23.5	44.8	42.6	34.3	45.5	39.3	75	人工、电耙	同 上
黄沙坪铅锌矿	306	34.2	34.2	—	30~60	30~60	—	80	电 耙	长沙有色冶金设计研究院
铜绿山铜矿	400	30	30	—	—	—	—	60 110	电耙、T ₄ G	矿山资料
托里铜矿	50~100	19	19	—	—	—	—	42	人工、电耙	新疆有色冶金设计研究院
柏坊铜矿	50~80	16.46	14.3	—	—	—	—	33	电 耙	兰州有色冶金设计研究院

黄沙坪矿不同统计方法矿块能力

表 2-1-13

项 目 名 称	统 计 方 法		
	按矿块回采周期	分层回采周期	作业循环周期
矿块平均生产能力 (t/d)	39.22	39.25	66.12
好与坏的相差倍数 (倍)	1.65	1.7	4.3
好与中等的平均能力 (t/d)	44.21	49.07	83.1
好与中等的相差倍数 (倍)	1.16	1.16	2.66
可能达到的生产能力 (t/d)	45~60	60~70	80~90

注：本表系长有色冶金设计院调查统计。

块能力达500~1000t/d。国内上向水平分层充填采矿法矿块能力见表2-1-12, 黄砂坪不同统计方法(充填法)矿块能力见表2-1-13, 大面积(点柱)回采矿山实际矿块能力见表2-1-15, 充填法采场出矿设备台年效率见表2-1-14。

出矿设备台年效率 (t)

表 2-1-14

设备类型	红透山铜矿	凤凰山铜矿	凡口铅锌矿	资料来源
ZYQ-14型	5.0万	4~5万	4.0万	冶金工业部铲运机调查组与北京有色冶金设计研究总院调查综合整理
TORO-100型	6.1万	—	9.0万	
折合1m ³ 斗容能力	4.9万	—	7.4万	
LK-1型	9.2万~12.9万	—	—	
LF-4.1型	—	—	10万~13.5万	

大面积(点柱)回采矿山矿块能力(t/d)

表 2-1-15

矿 山 (块) 名 称	矿块面积 (m ²)	出 矿 量 (t)	出矿设备	矿 块 能 力	
				实 际	扣除影响后
红透山铜矿-167m水平一采	1848	282437	1台TORO-100型	270.3	376
凤凰山铜矿I*脉其中:					
-200m 35线	798~1240	87834	1台T ₄ G	100	230
37线	2386~2420	199910	1~2台T ₄ G	320	387
39线	1506~1833	123798	同上	198	400
I*脉平均(小计)	5022~5112	391542	同上	208	339
凤凰山铜矿II*脉其中:					
1采	2058	59225	1~2台T ₄ G	192	385
2采	2429	195900	同上	220	368
3采	957	74370	同上	220	124
II*脉小计(平均)	5420	229495	1台T ₄ G	154	315

注: 本表系北京有色冶金设计研究总院与矿山共同调查整理。

(2) 国外充填法矿块生产能力系根据采用的回采凿岩、出矿设备及其所需的回采循环时间等因素计算。表2-1-16所示即矿脉厚度为2.1m时不同回采工艺的矿块能力。

1.2.2.5 有底柱分段崩落法

在国内, 有底柱分段崩落法矿块能力主要取决于电耙的容积及其底部结构的出矿条件, 在采用28~30kW电机, 斗容0.3m³耙斗, 矿块垂直走向布置时的推荐能力见表2-1-17; 采场沿走向布置时乘0.9的影响系数。使用的耙斗容积为0.5m³, 50kW电耙时, 乘以1.4的系数。某些矿山有底柱分段崩落法矿块能力见表2-1-18, 不同落矿方式和矿块结构的矿块能力见表2-1-19。

1.2.3 矿块利用系数

(1) 分段空场法矿块利用系数推荐值见表2-1-20。部分矿山调查统计值见表2-1-21。

(2) 房柱法、全面法矿块利用系数推荐值见表2-1-22, 几个矿山的实际统计数值见表2-1-23。

国外充填法矿山不同回采工艺的矿块能力计算

表 2-1-16

工 序 名 称	矿 山 开 采 及 设 备 条 件				
	矿岩中等稳固 气腿凿岩 电耙出矿 水砂充填	同 左 上向凿岩机凿岩 Cavo511出矿 水砂充填	矿岩不稳固 气腿凿岩 电耙出矿 废石充填	矿岩稳固 同 左 同 左 水砂充填	同 左 单台车凿岩 0.765铲运 机出矿 同 左
1.每一循环出矿量 (t)	20.3	90.6	20.3	20.3	129.4
2.凿岩爆破时间 (h)	2.0	3.0	2.0	2.0	3.8
3.出矿时间 (h)	1.9	8.6	3.9	0.9	7.4
4.支护 (充填) 时间 (h)	1.5	2.0	3.75	1.5	2.0
5.采矿准备时间 (h)	0.2	0.9	0.2	0.2	1.3
6.运行及午餐时间 (h)	0.8	2.6	1.8	0.6	2.5
7.工作队需时间 (h)	6.4	17.1	11.7	5.2	17.0
8.每一工作队人数 (个)	2.0	2.0	2.0	2.0	2.0
9.总人数 (人·时)	12.8	34.2	23.4	10.4	34.0
10.劳动生产率 (t/人·班)	12.7	21.2	7.0	15.6	39.4
11.一个工作队的矿块能力 (t)	76.0	123	42	94	183
12.可能的矿块能力 (t/d)	90.0	170	50	120	234

注: 本表系根据 *Underground Mining Methods Handbook* 充填采矿法经济部分综合整理。

有底柱分段崩落法推荐矿块能力

表 2-1-17

项 目 名 称		I 类	II 类	III 类
1.二次破碎量大小		小	中	大
2.耙道支护量大小		小	中	大
3.出矿与运输干扰程度		少	中	大
4.采场通风条件		好	中	差
5. 耙运距离	L = 20 m (t/d)	212	180	150
	(t/a)	7.0万	6.0万	5.0万
	L = 30 m (t/d)	180	150	120
	(t/a)	6.0万	5.0万	4.0万
	L = 40 m (t/d)	150	120	90
	(t/a)	5.0万	4.0万	3.0万
	L = 50 m (t/d)	120	90	60
	(t/a)	4.0万	3.0万	2.0万

有底柱分段崩落法矿山平均生产能力 (t/d)

表 2-1-18

矿 山 名 称	统 计 方 法	5~6年内平均能力	调 查 单 位
易门新山铜矿	按出矿周期	180	鞍山黑色冶金矿山设计研究院、 昆明有色冶金设计研究院
	按开动台日	217	
中条山隰子沟矿	按出矿周期	200	鞍山黑色冶金矿山设计研究院 北京有色冶金设计研究院
	按开动台日	250	
中条山南和沟3号脉	按出矿周期	190~200	同 上
	按开动台日	230	

续表

矿 山 名 称	统 计 方 法	5~6年内平均能力	调 查 单 位
铜官山松树山区	按开动台日	180	马鞍山钢铁设计研究院
易门凤山矿	同 上	150~180	昆明有色冶金设计研究院
东川矿区因民矿	同 上	160~170	北京有色冶金设计研究总院*
云锡松树脚矿	同 上	170	昆明有色冶金设计研究院
易门狮子山铜矿	同 上	250~350	同 上
桃林铅锌矿	同 上	250~300	长沙有色冶金设计研究院
德兴铜矿(坑内)	同 上	200~300	同 上

注:按出矿周期统计的能力通常要比按开动台日统计计算的能力低15~30%。

各不同落矿方式实际矿块能力(t/d)

表 2-1-19

项 目 名 称	易 门		中 条 山		铜 陵	东 川	云 锡
	狮 山	凤 山	篦子沟	胡家峪	松 树 山	大 勇 槽	松 树 脚
1.回采方案	垂直层 深孔挤压 落矿	水平层 深孔落矿	垂直层 切割井落 矿	同 左	垂直层与 倾斜层联合 落矿	垂直层深 孔切割槽落 矿	垂直层 中深孔切 割槽落矿
2.阶段高度(m)	50	50	45	50	30~40	60	25
3.底柱高度(m)	7~13	7~9	10~12	—	—	7~7.5	—
4.分段高度(m)	25	25	22.5	10~25	—	17~18	—
5.耙道与漏斗中心距(m)	2.7	3.0	3.7	4.0	2.3~2.5	3.5	3.0
6.凿岩设备	YQ-100	YQ-100	YG-80	BBC-120F	01-43 YQ-100	YQ-100	01-38
7.电耙容量(kW)	20~30	14~30	28	28	28	28	—
8.矿块生产能力(t/d)	226	150~180	213	—	150~200	160~170	169

注:本表系北京有色冶金设计研究总院调查整理。

分段空场法矿块利用系数

表 2-1-20

项 目 名 称	I 类	II 类	III 类
矿块储量大小	小	中	大
出矿周期长短	短	中	长
推荐矿块利用系数	0.23~0.25	0.25~0.35	0.4~0.5

分段空场法矿山矿块利用系数统计值

表 2-1-21

矿 山 名 称	作业级数	矿块利用系数	调 查 单 位
白银厂辉铜山矿	2	0.25~0.33	兰州有色冶金设计研究院
东川龙山矿	2	0.5	同 上
东川面山矿	2~3	0.27~0.28	同 上
寿王坟铜矿	2~4	0.25~0.45~0.68	北京有色冶金设计研究总院
大西林铁矿	1~2	0.33	黑龙江省冶金设计院
牟定铜矿	—	0.47	昆明有色冶金设计研究院

房柱法、全面法矿块利用系数

表 2-1-22

矿体形态	开采技术条件	干地采掘量 (m)	推荐系数值
层状和产状稳定的扁头状平缓矿体	矿围岩稳定, 厚度 2~10m 以内, 品位, 倾角变化不大, 水文条件简单	<20	$\frac{1}{2} \sim \frac{2}{3}$
扁头状、透镜状矿体, 有部分分支复合脉出现	矿石围岩稳定, 矿体厚度、品位、倾角等均有一些变化, 水文地质条件一般	20~30	$\frac{1}{2} \sim \frac{1}{3}$
产状复杂的网状、脉状、扁头状矿体, 分支复合脉经常出现	矿石稳定, 围岩稳固性不稳定且起伏大, 品位、厚度、倾角等变化大, 水文地质条件复杂	>30	$\frac{1}{3} \sim \frac{1}{4}$

注: 本表系长沙黑色冶金矿山设计研究院调查整理。

房柱法、全面法矿山实际矿块利用系数统计

表 2-1-23

矿山名称	采矿方法	矿块利用系数 (K)	简 要 说 明
锡矿山锡矿	房柱法	按矿房计 $K = \frac{1}{6} \sim \frac{1}{10}$ 按盘区计 $K = \frac{1}{2} \sim \frac{1}{3}$	1. 前进式回采, 采准, 切割和回采在本中段进行 2. 矿体复杂多变, 采掘比大 (46.63m/kt) 3. 游离SiO ₂ 含量高, 各阶段的回采工作面不宜过多
白石潭铁矿	房柱法	$K = \frac{2}{3} \sim 1$	1. 矿体构造简单, 产状稳定 2. 采掘比小 (16.57m/kt) 3. 一个阶段回采, 二个阶段准备
大罗坝铁矿	全面法	$K = \frac{1}{2} \sim \frac{2}{3}$	1. 矿体构造简单, 产状稳定 2. 采掘比很低 (12.40~14.00m/kt) 3. 1~2个阶段回采, 2~3个阶段准备
泗顶铅锌矿	房柱法 (6号矿体)	$K = \frac{1}{4}$	1. 矿体产状复杂 2. 采掘比大 (41.94m/kt)
新冶铜矿	房柱留矿法	按矿房计 $K = \frac{1}{4} \sim \frac{1}{2}$ 按矿房留矿柱计 $K = \frac{1}{2} \sim \frac{2}{3}$	1. 矿体沿走向、沿倾斜断续产出, 分支很多, 矿体产状变化大 2. 探矿和二次采准工作量大, 24年的平均采掘比为21.41 (m/kt) 3. 1~2个阶段回采, 2~3个阶段矿柱回采

注: 本表据长沙黑色冶金矿山设计研究院调查整理。

(3) 浅孔留矿法的矿块利用系数推荐值见表2-1-24; 极薄矿脉群浅孔留矿法的矿块利用系数推荐值见表2-1-25; 两类留矿法的矿块利用系数实际值分别见表2-1-26, 表2-1-27。

(4) 充填法矿块利用系数推荐值见表2-1-28, 表2-1-29。某些矿山实际矿块利用系数见表2-1-30, 表2-1-31。

在相似的开采技术条件下, 表中各值波动范围的选取, 主要取决于设计矿山的技术和管理条件。

普通浅孔留矿法矿块利用系数

表 2-1-24

矿床开采技术条件	矿块利用系数推荐值
矿床构造简单, 矿体形态规整	0.33~0.40
矿床构造一般, 矿体变化不大	0.25~0.33
矿床构造复杂, 矿体形态变化大	0.16~0.25

注: 本表系沈阳有色冶金设计院调查整理。

极薄矿脉薄孔留矿法矿块利用系数推荐值

表 2-1-25

类别	适用条件	矿床类型	矿块利用系数
密集的极薄到薄矿脉群	矿脉规模较小, 平均走向长度 160~280m, 平均深度 60~100m, 平均脉幅 0.4m 左右, 多数脉距小于 10~15m。或矿脉规模比上述值大, 但构造对矿体破坏较严重	西华山铜矿 西露天铜矿	$\frac{1}{16} \sim \frac{1}{20}$
	矿脉规模较大, 走向长和倾向延深都可由数十米到数百米, 平均脉幅 0.8m 左右, 大多数脉间距小于 10~15m, 但构造不发育, 对矿脉破坏不严重	盘古山铜矿大吉山 铜矿棒斗铜矿区的类型	$\frac{1}{14} \sim \frac{1}{16}$
稀疏的薄矿脉群	矿脉规模较大, 平均走向长 300m 左右, 平均深 200~300m, 脉幅 1~5m, 平均 2~3m, 脉距不小于 15m, 平均 30~40m, 构造不发育, 对矿脉破坏不严重	银山铅锌矿类型	$\frac{1}{9} \sim \frac{1}{11}$

注: 本表系南昌有色冶金设计研究院调查整理。

普通浅孔留矿法矿山矿块利用系数

表 2-1-26

矿山名称	矿块利用系数值	同时回采作业中段数	调查单位
八家子矿东风坑	0.25~0.50	3~6	沈阳院、黑龙江院
八家子矿红旗坑	0.15~0.40	3~6	同上
月山铜矿	0.17~0.25	1~3	同上
华铜矿华峰坑	0.15~0.35	5~7	同上
德保铜矿	0.38	—	广西院
招远金矿, 其中	0.30~0.51	—	吉林院、长春院
双顶、大开头	0.30	—	同上
西山坑	0.34	—	同上
九曲	0.51	—	同上

注: 调查单位中沈阳院即沈阳有色冶金设计院; 黑龙江院即黑龙江省冶金设计院; 广西院即广西壮族自治区冶金设计院; 吉林院即吉林省冶金设计院; 长春院即长春黄金设计院。

表2-1-31中的矿块利用系数与实际利用率之间的区别在于前者是计划安排的, 实际上由于矿岩条件或其它设备维修等等的影 响而不能达到。此两者之间的差值实际上代表了矿块的备用量, 其备用量的大小主要与以下因素有关: 当矿石稳固性好、矿体形态变化小、同时回采阶段数及可布矿块少、各矿块的储量均匀程度好、开采技术管理和生产组织水平高时, 则备用量小, 反之则大。

极薄矿脉群矿山实际矿块利用系数

表 2-1-27

矿 山 名 称	阶段名称	可布矿块 (个)	同 时 回 采 矿 块		矿块利用系数	
			一般 (个)	平均 (个)	平 均	最好年份
大吉山钨矿	625	205	4~18	9	1/23	1/13
	567	345	5~18	10.4	1/33	1/19
	综合	548		19.4	1/28	1/16
西华山钨矿	670	160	4~12	4.8	1/33	1/13
	632	251	3~9	6.3	1/40	1/20
	594	230	3~14	6.0	1/38	1/16
	综合	641		17.1	1/37	1/21
盘古山钨矿	831	208	4~12	6.9	1/30	1/17
	761	215	4~16	7.2	1/30	1/14
	698	241	4~18	8.4	1/29	1/14
	综合	664		22.5	1/30	1/15
西眉岭钨矿	四阶段	148	3~8	4.54	1/32	1/19
	五阶段	145	3~11	6.1	1/24	1/13
	六阶段	169	3~9	4.74	1/36	1/20
	综合	462			1/30	1/18
银山铅锌矿	100	76	3~9	3.6	1/21	1/9
	50	124	3~12	5.3	1/23	1/11
	-5	90	3~10	4.7	1/19	1/10
	综合	290		13.6	1/21	1/10
下坑钨矿樟斗矿区	295	97	3~5	4.2	1/32	1/19
	240	86	3~5	3.7	1/32	1/19
	综合	183		7.9	1/32	1/19

注：本表系南昌有色冶金设计研究院调查整理。

上向水平分层充填法矿块利用系数

表 2-1-28

矿 山 的 开 采 技 术 条 件	矿块利用系数推荐值
矿岩均不稳固，矿块面积小，采用全胶结充填（如金川型）	0.25~0.33
矿体小而分散，第二步骤回采的矿量少，矿岩中等稳固（如黄砂坪型）	0.35~0.6
矿岩较稳固，矿体厚大，矿房矿柱矿量相当时（如铜绿山和凡口型）	0.30~0.4
同上但采用盘区开采（如凡口盘区开采）	0.50~0.70

大面积连续回采（点柱法）矿块利用系数推荐值

表 2-1-29

开 采 技 术 条 件	矿块利用系数
矿岩均十分稳固，矿体厚大规整，充填能力大，设备维护好和采用脉外采准（溜井）	0.7~0.9
矿岩条件较差，其它条件与上述相同，采用点柱法	0.6~0.8
矿体不规整，采用脉内采准和脉内溜井，矿岩条件亦比较差时	0.5~0.7

上向水平分厘充填法矿山实际利用系数

表 2-1-30

项 目 名 称	凡 口 铅 锌 矿	黄 砂 坪 铅 锌 矿	金 川 龙 首 矿
矿块利用系数值	0.25	0.33~0.42	0.25~0.33
同时回采阶段数(个)	2	4	1~2
资料来源	北京有色冶金设计研究总院《凡口铅锌矿调查报告》	长沙有色冶金设计研究院《黄砂坪铅锌矿调查报告》	金川有色金属公司龙首矿生产能力核实

大面积回采矿山(点柱法)矿块利用系数

表 2-1-31

矿 山 名 称	矿块数(个)		阶段回采面积 (m ²)	矿块利用系数 (%)	实际利用率 (%)
	可 布	回 采			
1979年凤凰山矿 I*矿体	3	3	5112	100	80.75
同 上 II*矿体	3	3	5420	100	48.5
小 计	6	6	10532	100	59.5
1980年凤凰山矿 I*矿体	3	3	5022	100	60.7
同 上 II*矿体	3	2	3546	66.7	37
小 计	6	5	8570	83.3	47
(1981) 红透山铜矿	3	3	3148~3448	100	80

(5) 有底柱分段崩落法矿块利用系数的推荐值见表2-1-32, 矿山实际统计数见表2-1-33。

有底柱分段崩落法矿块利用系数推荐值

表 2-1-32

类 别	开 采 技 术 条 件	矿块利用系数
I类	矿块储量小, 出矿周期短且各矿块之间的厚度和储量变化大, 采准、探矿等工作与回采出矿同一水平进行	0.2~0.25
II类	基本条件同上, 但采用强化开采以及探矿、采准等工作在下一阶段进行的	0.25~0.30
III类	矿块地质储量较大, 出矿周期长且矿体厚度变化小, 储量较均匀(各矿块间), 采准、探矿在下一阶段进行	0.30~0.35

有底柱分段崩落法矿山矿块利用系数统计值

表 2-1-33

矿 山 名 称	狮 山	篦 子 沟	胡 家 峪	松 树 山	大 劈 槽	平 均
矿块利用系数	0.28	0.25~0.45	0.35	0.3	0.3	0.32

注: 本表系鞍山黑色冶金矿山设计研究院统计整理。

1.2.4 副产矿石率

副产矿石率 Z 值一般应根据矿体的实际条件, 按照采用的各种采矿方法、矿块结构布置、按照本篇第五章所述方法通过计算获得, 实际工作中, 亦可参阅表2-1-34~表2-1-35及有关说明选取。

分段空场法、有底柱分段崩落法和充填法的Z推荐值

表 2-1-34

采准、切割工程大部分布置在脉外	采准切割工程大部分布置在脉内	介于两者之间
5%	10~15%	5~10%

房柱法、全面法Z值选取

表 2-1-35

项 目 名 称	副 产 矿 石 率 (%)
层状缓倾斜薄矿体	7~10
中厚及形态复杂的缓倾斜薄矿体	15~20

普通浅孔留矿法的副产矿石率Z值,一般为8~12%,当矿体薄,阶段高度较小,采切巷道大部分布置在脉内时,取大值;反之,矿体较厚且采切工程布置在脉外时,取小值。

极薄矿脉群浅孔留矿法的副产矿石率一般取决于千吨采掘比的大小,千吨采掘比小于3600m时, $Z \leq 22\%$, 大于3600m时, $Z = 26 \sim 28\%$ 。

某些生产矿山副产矿石率实际数值见表2-1-36至表2-1-38。

分段空场法矿山副产矿石率Z(%)

表 2-1-36

矿 山 名 称	采准布置型式	副产矿石率(%)	调 查 单 位
白银厂辉铜山铜矿	脉内为主	9~11	兰州有色冶金设计研究院
东川因民面山铜矿	脉外为主	5	同 上
东川露露龙山铜矿	矿体另散	10	同 上

房柱法、全面法副产矿石率Z(%)

表 2-1-37

矿 山 名 称	矿体厚度(m)	副 产 矿 石 率	调 查 单 位
锡矿山锡矿	2~2.5	10	长沙黑色冶金矿山设计研究院
白石滩铁矿	1.5~2.0	6~9	同 上
大罗坝铁矿	2.0	5~12	同 上
新冶铜矿	变化大	18~15	同 上
泗顶铅锌矿	同 上	7~9	同 上
龙烟铁矿	3~6.0	10~12	同 上
博山铁矿	2~3.5	14~20	长沙黑色冶金矿山设计研究院

1.2.5 平衡和确定矿山能力

根据初步计算的回采阶段生产能力和地质阶段储量,结合设计中确定的开采贫化率和损失率,计算各阶段服务年限及整个矿山服务年限。取在整个矿山服务年限2/3范围内均能得到保证的平均生产能力作为矿山综合生产能力,如图2-1-1所示。所定的矿山生产能力是否经济合理,尚需按国家要求的服务年限及开采下降速度等进行验证。

浅孔留矿法矿山副产矿石率(1978年前平均)

表 2-1-38

矿 山 名 称	千吨采掘量(m)	副产矿石率(%)	调 查 单 位
极薄矿脉群:			
其中: 西华山铜矿	24.61	22.6	南昌有色冶金设计研究院
盘古山铜矿	36.20	22.2	同 上
西屋地铜矿	54.30	26.8	同 上
樟斗铜矿	47.67	26.0	同 上
银山铅锌矿	40.80	26.2	同 上
普通留矿法:			
其中: 八家子铅锌矿	1160	7.73	沈阳有色冶金设计院、黑龙江省冶金设计院
招远金矿	很 大	12	长春黄金设计院、吉林省冶金设计院

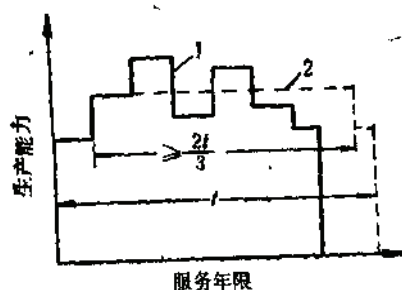


图 2-1-1 生产能力平衡图

1—回采阶段计算的生产能力; 2—综合平衡后最终确定的能力; t —矿山服务年限

1.3 无底柱分段崩落法矿山生产能力的计算

无底柱分段崩落法按进路布置, 不同于按矿房矿柱式布置的采矿方法, 它的生产能力计算是以一个矿块分配多少进路条数或由出矿设备能力来决定。其计算步骤参阅 1.2.1 有关内容。

1.3.1 可布进路统计和有效进路计算

上下两分段矿体的重叠部分作为下分段可布进路的统计范围, 统计出可布进路条数并计算其平均长度; 统计大于平均长度的可布进路条数及其平均长度; 小于平均长度的可布进路总长度。

有效进路长度按 2-1-4 式计算。

$$N = \sum N_d + \frac{\sum l}{L} \quad (2-1-4)$$

式中 N ——分段内有效进路条数;

$\sum N_d$ ——大于进路平均长度的可布进路条数;

$\sum l$ ——大于进路平均长度的可布进路长度之和, m;

L ——大于进路平均长度的进路平均长度, m 。

1.3.2 矿块(出矿设备)进路条数分配

当前,国内无底柱分段崩落法的矿块划分,基本以进路条数来衡量,按当前水平,可参阅表2-1-39及表2-1-40进行分配。

电耙或风动装运机出矿

表 2-1-39

类别	开采技术条件	进路条数
I	1.可提前打落矿的中深孔; 2.进路不需支护; 3.预计悬顶、大块较少; 4.落矿步距大于3m	3
II	介于两者之间	4
III	1.不能提前打落矿中深孔; 2.支护并回收支架; 3.落矿步距2~3m; 4.矿岩开采技术条件较差	5

铲运机出矿时,需增加的进路条数估计值见表2-1-40。

铲运机出矿进路条数增加值

表 2-1-40

铲运机能达到 的年效率(t)	每条进路一次落矿量(t)								
	400	500	600	700	800	900	1000	1100	1200
5	0	0	0	0	0	0	0	0	0
10	1	1	0	0	0	0	0	0	0
15	2	1	1	1	0	0	0	0	0
20	2	2	1	1	1	1	0	0	0
25	2	2	2	1	1	1	1	1	0
30	2	2	2	2	1	1	1	1	1
35	3	2	2	2	2	1	1	1	1
40	3	3	2	2	2	2	1	1	1

1.3.3 同时回采的分段数

沿走向布置时,各分段之间的超前距离应不小于一个矿块或一台装运设备需要工作的长度,一般在50~60m以上。

垂直走向布置进路时,矿体厚度大于50m以上时,可考虑在垂直走向方向上两个分段同时作业;矿体厚度大于80m时,允许考虑有三个分段在垂直方向上同时回采。矿体厚度更大时,需研究分区开采的问题。

在国内条件下,生产能力的计算,一般以不超过两个,最多不超过三个分段同时回采为合适,分段生产能力按式2-1-5计算。

$$A = \frac{Nq}{N_c(1-Z)} E \quad (2-1-5)$$

式中 A ——分段的生产能力, $\times 10^4 t/a$

N ——有效进路条数;

E ——地质影响系数;

- q ——出矿设备效率, $\times 10^4 \text{t/a}$, 见表2-1-41, 表2-1-42;
 N_c ——每个矿块的进路条数, 见表2-1-45, 表2-1-46;
 Z ——副产矿石率, 一般取10~15%。

ZYQ-14型装载机效率选取

表 2-1-41

设 备 作 业 条 件	可选取的台年效率(t)
1.需分采; 2.运距大于60m; 3.矿石体重较小; 4.多台设备使用同一条溜井	7万~9万
介于两者之间	~10万
1.基本可不分采; 2.运距小于60m; 3.矿石体重较大; 4.1~2台设备共1条溜井	10万~12万

铲运机出矿台年效率选取表($\times 10^4 \text{t}$)

表 2-1-42

铲斗容积(m^3)	0.75	1.5	2.0	2.3	3.1	3.8
载重(t)	1.35	2.7	3.5	4.0	5.5	7.3
运距, 其中, 200(m)	4	6	8	9	12	15
150(m)	5	8	10	11	14	17
100(m)	6	10	12	13	16	19
50(m)	7	12	14	15	18	21

国内部分矿山实际出矿效率及铲运机出矿生产能力计算参阅本卷第十一章有关内容。

1.3.4 平衡和确定矿山生产能力

无底柱分段崩落法全矿生产能力的平衡和确定方法同1.2.5节。

1.3.5 国外无底柱分段崩落法计算

国外, 在相同的地质条件和管理水平情况下, 本法生产能力的大小主要取决于矿块所采用的机械化程度及其劳动组织。矿块占有的进路条数往往根据设备的台班效率和经济性来确定。有时亦根据既定的矿山能力来选择相适应的凿岩、装运设备。例如:

有一个假想的铁矿, 品位42%, 矿体长1000m, 平均厚100m, 要求每年供给制团厂300万t球团前的矿石量, 要求的球团品位66%, 制团后的尾矿品位6%, 即每年实际要求供应矿石量为 $300 \times 66 - 6/42 - 6 = 500$ 万t矿石。验证其生产能力。

设计采用常规中深孔凿岩设备凿岩, 铲运机出矿, 确定分段高10m, 进路间距10m, 断面 20m^2 , 则有:

每一米进路长度的矿石量为 $20 \times 3.5 = 70\text{t}$ (3.5为矿石体重);

每一分段共有进路条数 $1000 \div 10 = 100$ 条;

每一分段的进路总长 $100 \times 100 = 10000\text{m}$;

每一分段进路巷道的崩矿石量 $1000 \times 70 = 70$ 万t;

每一分段需掘进的循环次数 $10000 \div 2 = 5000$ 次, (2为每一循环的掘进m数);

爆破一次的崩落面积 $10 \times 10 - 20 = 80\text{m}^2$;

每爆破一次的矿石量 $80 \times 6 \times 3.5 = 560\text{t}$;

每年需要的爆破次数 $5000000 \div 560 = 8929$ 次;

每年需要的推进距离 $8929 \times 2 = 17858\text{m}$ 。

矿山每一分段总计有分段长度 10000m (即可推进距离), 矿体厚 100m 时, 允许两个分段同时作业时尚有 11% 左右的富余能力。

矿山每一阶段 (高 100m) 的服务年限为 $5.6 \sim 7$ 年, 年下降 $14 \sim 18\text{m}$ 。

如果生产能力还要加大, 则需采用大孔径凿岩设备, 把分段间距适当加大到 $15 \sim 20\text{m}$ 。如果矿区储量很大, 服务年限合适就允许采用较大的生产能力。

凿岩、装运设备的需要量系根据设备本身的能力来确定。

1.4 下向进路式回采充填法矿山能力计算

(1) 计算公式见式2-1-6。

$$A = \frac{Nkq\phi}{N_c(1-Z)} \quad (2-1-6)$$

式中 A ——阶段生产能力, t/d ;

k ——进路条数影响系数, 见表2-1-43;

ϕ ——矿块 (进路) 备用系数, 取 $0.8 \sim 1.0$;

其它符号见式2-1-5。国外下向充填法生产能力计算参阅本卷第八章下向充填法有关内容。

(2) 矿块生产能力 q 的实际和推荐值见表2-1-44。

进路条数影响系数

表 2-1-43

矿块进路条数	生产能力影响系数
4~6	0.6~0.8
6~10	0.8~1.0
10~12	1.0~1.5
20~30	1.5~2.0

矿块生产能力的实际值和推荐值

表 2-1-44

项 目 名 称	黄砂坪铅锌矿 I 号矿体		金川公司龙首矿		金川公司二矿区
	巷道式布置	扇形工作面布置	普通倾斜分层	高进路倾斜分层	盘区开采
采矿面积(m^2)	300~500	300~500	1000~2000	1000~2000	10000, 运距50~60m
设备类型	电 耙	电 耙	电 耙	电 耙	2m ³ 电动铲运机出矿
正常期生产能力(t/d)	32~45	85	57(79年平均)	94(试验)	预计1000以上(不包括切割)
推荐矿块能力(t/d)	40~50	80~90	50~75	80~100	同 上
充填材料	混凝土假底 尾砂充填	同 左	戈壁集料混凝土	同 左	戈壁料碎石混凝土
资料来源	充填法设计 参考资料	同 左	龙 首 矿	长沙矿山研究院	设计试验方案

1.5 长壁采矿法生产能力计算

长壁法在国内应用有长壁崩落法和长壁充填法。

据国内条件,此种方法矿山生产能力的计算按一个阶段允许同时回采工作矿块数来确定。计算公式见式2-1-7。

$$A = \frac{nNg\phi}{1-Z} \quad (2-1-7)$$

式中 n ——同时回采的阶段数,取1~2;

N ——阶段内,允许同时回采的矿块数,参见表2-1-45,表2-1-46;

g ——回采矿块生产能力,用30kW以下电耙出矿时,取3万~5万t/a。矿山实际生产能力参见表2-1-47,表2-1-48;

Z ——副产矿石率,取7~12%,某些长壁崩落法矿山实际副产矿石率见表2-1-49。

一个阶段允许同时回采工作矿块数(个)

表 2-1-45

阶段巷道布置形式	开 采 翼 数	一个阶段允许同时回采的工作矿块数(个)
双轨单巷式	单 翼	2~3
单轨双巷	双 翼	4~5
单轨单巷	单 翼	1
	双 翼	2

一个阶段同时回采的实际矿块数

表 2-1-46

矿 山 名 称	走向长(m)	矿体厚(m)	单翼开采	双翼开采	说 明
王村铝土矿	900	1.4	1~2	2~3	现采用一翼一个
浅井子粘土矿	800	1.8	1	—	—
王村铝矾土矿	1400	2.5	1	2	指一个盘区
北焦宋铝土矿	1200	2.1	1~2	2~3	现采用一翼一个

注:本表系沈阳铝镁设计研究院调查整理。

长壁崩落法矿山实际矿块能力

表 2-1-47

矿 山 名 称	围 岩 稳 固 性		矿 块 尺 寸(m)		矿块月平均生产 能力(t)
	上 盘	下 盘	走 向 长	倾 斜 长	
庞家堡铁矿一盲井	$f=5\sim8$ 不稳固	极 稳 固	20~100	50~60	3335
王村铝土矿	$f=4\sim5$ 不稳固	$f=4\sim7$ 稳固	70~100	55~60	2800
浅井子粘土矿	$f=3\sim5$ 不稳固	$f=3\sim4$ 不稳固	不分矿块	50~60	4187
王村铝矾土矿	$f=0.8\sim3$ 不稳固	不 稳 固	盘区长200~300	40~50	4172
北焦宋铝土矿	$f=1.5\sim2$ 不稳固	$f=3\sim5$ 不稳固	50~80	50或10~25 一个分段	2280

注:上述矿山均采用28~30kW电耙出矿,系由沈阳铝镁设计研究院调查整理。*

长壁充填法矿山实际能力和推荐指标

表 2-1-48

项 目 名 称	湘 潭 锰 矿		湘 西 金 矿			长壁充填法 参考能力
	长 壁 充 填 法		削壁充填	胶结充填	竖分条充填	
	历年平均	79年平均	厚<1.2m	厚2~3.5m	厚1~2m	
矿块生产能力(t/月)	700~900	800~1200	200~1000	1000~1500	600~1400	1000~1700
(t/d)	25~30	30~40	8~33	33~50	20~50	30~60

长壁崩落法矿山实际副产矿石率

表 2-1-49

矿 山 名 称	副 产 矿 石 率 (%)
庞家堡铁矿一盲井	12.0
王村铝土矿	7.0
浅井子粘土矿	7.3
王村铝矾土矿	10.0
北焦宋铝土矿	11.6

其它符号同式2-1-5。

矿山生产能力的最终平衡与确定参阅1.2.5节。

1.6 矿山年产量分配

除露天地下联合开采及大矿分期建设的产量分配需另行经济比较外，一般对如下几种矿山也要研究产量分配的问题。

- (1) 某个矿山，在同一开采系统范围内有多条平行或不同工作类型、不同品位的矿脉。
- (2) 同一矿区有多个矿山，且各自有独立的开采系统，又同时向同一选矿厂供矿的矿山。
- (3) 矿床的勘探类型复杂，矿体分散，大小品位各异，而冶炼或加工厂对产品又有严格的品位或质量要求时。
- (4) 多种元素矿床的综合开采。

1.6.1 矿山年产量分配的基本要求

1.6.1.1 单一开拓系统的矿山

同一开拓系统范围内，上下盘平行矿脉同时开采时，要考虑开采时移动角的相互影响，必须不破坏矿体及其附近工程并保持按分配的产量均衡下降。一般情况下，在考虑满足国家需要与上述要求的同时，应首先开采那些易于开发和经济效益较显著的矿体。

1.6.1.2 多山头或多个开拓系统的矿山

多山头（开采系统）向同一选厂供矿的矿区，在平衡各山头矿量、品位时，必须注意如下事项：

- (1) 要计算每一系统范围内的矿山能力、供矿品位、服务年限及其经济效益。
- (2) 要研究各不同开拓系统范围内的矿床特点, 勘探可靠程度和远景。
- (3) 要对各系统的情况及经济性进行对比, 综合研究, 调整各区产量分配, 最终确定各区能力和矿山总能力。
- (4) 综合平衡后的矿山总能力要保持有三分之二以上年限达到矿山设计能力。

1.6.1.3 复杂或多金属矿床

对矿床复杂多变或多种金属的矿床, 研究矿床储量和开采技术条件是特别重要的。这种情况下, 选用不同边界品位以圈定矿体, 综合研究其特定边界品位条件下的开采情况和经济效益。

总的讲, 对任何一种工业类型的矿床, 在研究矿山产量分配时, 除了考虑国家需要和经济因素外, 需特别注意矿产资源的保护, 即使对于那些暂不能开采有价值的比较贫的矿床, 亦需采用一定措施加以保护。

1.6.2 产量分配例题

某矿系一多山头开采的矿山, 各山头均有独立开采系统向同一选厂供矿, 需按调整产量为主进行产量分配。

- (1) 各矿山分别计算可能获得的产量及其服务年限见表2-1-50。

各矿山可能的产量及服务年限

表 2-1-50

矿山代号	1	2	3	4	5	合 计
日产能力(t)	330	330	340	1500	800	3300
服务年限	10	15	20	30	15	—

- (2) 按表2-1-50简单综合平衡后的逐年产量如图2-1-2示。

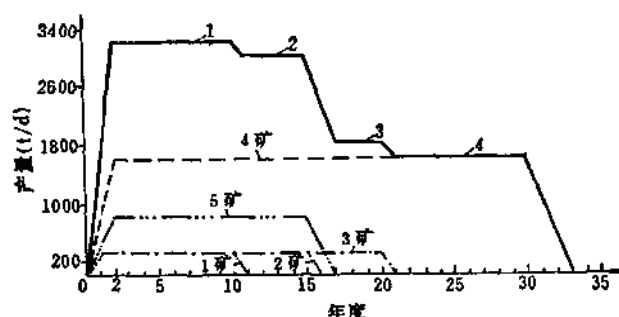


图 2-1-2 简单综合后的产量发展图

1—全矿 8 年, 3300t/d; 2—全矿 4 年, 3000t/d; 3—全矿 3 年, 1850t/d; 4—全矿 9 年 1500t/d

按图2-1-2的安排, 可以看出, 矿山生产是阶梯形下降的, 能达到最大设计能力3300t/d的年限只有八年, 相当于矿山全部服务年限的四分之一, 显然是不够合理的。

这种安排, 寄托于外围矿区或本矿山储量的大量增加以维持选矿能力, 在缺乏可靠的

地质资料为保证的前提下,在储量与能力的关系上冒风险过大,经济上将损失。

(3) 按现有地质资源情况,正确的平衡各矿能力,如图2-1-3所示,其基本思想是:以服务年限最长的矿山作为确定选厂实际能力的基础;

把1号、3号、5号矿山同时开采改变为只开一个矿山,而把另外一个矿山作为保持矿山持续生产的后备基地。

用2号、4号矿山的综合能力来平衡矿山产量,即两个矿山(或一个矿山)同时生产的能力不超过600到700t/d。

矿山(全矿)总的生产能力维持在2400~2600t/d之间,能维持生产25年以上,选厂的建设规模也比较合理,如图2-1-3示。

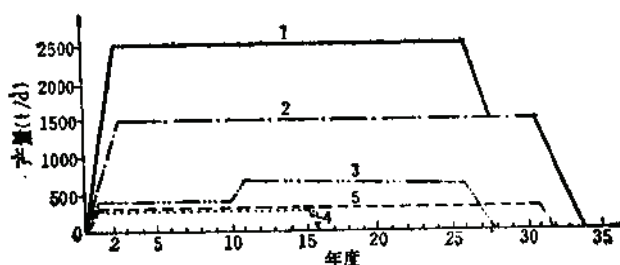


图 2-1-3 综合平衡后的产量分配

1—全矿总产量, 2500t/d; 2—4号矿, 1500t/d; 3—5号矿, 600~700t/d; 4—2号矿, 300t/d; 5—1、3号矿, 300t/d

该矿山设计能力定为3000~3300t/d, 目前, 矿山已生产20余年, 由于种种影响, 基本上各年的产量均未能达到设计能力, 但五个山头中的二个矿已基本结束开采, 一个山头还有相当长的服务年限, 今后生产也不再可能达到原设计能力(实际外围和本矿的储量没有增加)。实践证明, 在该矿的具体条件下, 综合平衡生产能力的做法是比较合理的。

上述一例, 仅从产量分配方面作平衡, 实际矿山条件要复杂得多。当以调节出矿品位为主时, 产量的分配将以满足供矿品位的要求并在符合开采顺序要求下求得产量分配, 因素将更复杂一些。因而, 每个矿山的产量分配均应根据各矿区的具体特点仔细研究后进行。

1.7 矿山生产能力验证

1.7.1 根据矿山工业储量及服务年限, 验证矿山生产能力

矿山经济合理服务年限国家要求的一般规定见本卷绪论有关内容。

经济合理服务年限是当前国家规定的一般要求, 一个新设计的矿山是否真正经济合理, 还应通过可行性研究, 进行技术经济比较来确定。由于确定生产能力的因素影响较多, 国家要求的服务年限, 不能作为一种计算方法单独使用, 只能作为对拟定规模的一般检验。实际上, 国家要求的这些年限是各类型矿山服务年限的下限而不是经济合理的服务年限。需要注意的是, 按当前国内实际水平, 不少生产矿山, 以此下限值来检验矿山能力时, 矿山的设计规模, 一般仍偏大20~50%。

用经济合理服务年限检验矿山规模，一般采用的公式为：

$$A = \frac{Q\alpha}{T(1-\beta)} \quad (2-1-8)$$

式中 A ——矿山年产量，t/a；
 T ——经济合理服务年限（一般是下限值）；
 Q ——总地质储量，t；
 α ——矿石回收率，%；
 β ——矿石贫化率，%。

1.7.2 根据矿山开采年下降速度验证矿山能力

年下降速度是计算矿山生产能力的一项综合性指标，它与实际开采矿山的地质条件、回采工艺、机械化程度、技术管理水平以及操作人员的技术、水平和素质均有十分密切的联系，是矿山综合水平的反映。因此，年下降速度的选用与矿山的可比性十分重要。一般情况下，它可用于长远规划阶段以估算矿山产量，在可行性研究或初步设计阶段可作为验证计算矿山生产能力的方法之一。下降速度的计算，在一般情况下，应按一阶段回采时的平均年下降速度来验证，也要视是否考虑多阶段生产的实际。按式2-1-9计算：

$$A = \frac{VS\gamma\alpha}{1-\beta} K_1 K_2 E \quad (2-1-9)$$

式中 V ——回采工作年下降深度，m/a；
 S ——矿体开采面积，m²；
 γ ——矿石体重，t/m³；
 α 、 β ——分别为矿石的回收率和贫化率其值选取参阅本卷十四章，%；
 E ——地质影响系数，0.7~1.0。

K_1 、 K_2 系倾角和厚度修正系数，在类比矿山的条件基本一致时，不需要修正；其它条件相同，但厚度或倾角稍有不同时，则应有适当修正，一般情况，若设计矿山矿体的厚度和倾角大于类比的矿山时，可取1.1~1.2的系数，反之，取0.8~0.9或更小些的系数。在采用不同采矿法时，应按不同矿体，不同采矿方法分别估算下降速度，取其综合指标。各种采矿方法的统计资料见表2-1-51、表2-1-52、表2-1-53。

缓倾斜的薄矿体的下降速度按沿倾斜方向下降速度值统计资料计算。其计算公式同2-1-7。国内某些长壁法矿山的倾斜下降速度及回收率、废石混入率指标参见表2-1-53，表2-1-54。

1.7.3 根据新水平与采区开拓和采准条件，验证矿山能力

根据设计矿山实际采用的机械水平和掘进工作条件以及技术管理水平等情况计算开拓一个新水平所需的时间。

新水平准备时间应超前上一阶段的回采时间。当前，在国内，各类矿山均以保有“三级矿量”的数值来控制。基建时间“三级矿量”的要求和计算参阅第五章有关内容。在生产期间，以“三级矿量”要求来保持采掘平衡。实际工作中，应根据设计矿山的条件，详细地编制采掘进度计划进行平衡，其编制办法详见第十五章。

国内矿山各种采矿方法综合年下降速度

表 2-1-51

采矿方法名称	统计 矿山 数	下 降 速 度 (m/a)							
		长<600m或面积 1000~2000m ²		600~1000m 2000~6000m ²		1000~1500m 6000~10000m ²		>1500m 10000~20000m ² 以上	
		多阶段	<3阶段	多阶段	<3阶段	多阶段	<3阶段	多阶段	<3阶段
浅孔留矿	15	35	15~25	21	6~15	—	—	—	—
极薄脉群留矿法	9	21.75	10~15	13	7~10	—	—	10	6~8
有底柱崩落法	8	45	25~40	30~40	15~25	30	10~20	20~30	6~20
充填法	7	—	8~8	10	6~9	15	5~7	—	4~5
无底柱崩落法	4	—	20~32	—	15~25	—	8~12	—	5~8
分段空场法	8	40	20~30	30~40	15~20	30	12~18	20.8	10~15
矿业手册*	—	—	15~35	—	15~30	—	12~25	—	10~18

注：矿石有自燃发火危险和水文地质条件复杂的矿山，相同条件的下降速度应降低10~15%。

* 《Справочник по горнорудному делу》Москва“Недра”1983。

国内某些矿山的实际年下降速度

表 2-1-52

矿山名称	矿山能力 (万t/a)		矿体产状			年下降 深度 (m/a)	调 查 单 位
	设 计	实 际	长 (m)	厚 (m)	倾 角 (°)		
一、浅孔留矿法							
华铜铜矿	—	30.0	变化大	2~16	50~80	20	黑龙江省冶金设计院、沈阳有色冶金设计院
八家子铅锌矿	16.5	16.5	—	—	—	20~30	同上
张家口铜矿	10	10	250~300	2~8	60~80	14.6	北京有色冶金设计研究总院
猴跳岩铜矿	26.4	26.4~20	300~800	1.5~13	60~80	20.7	同上
月山铜矿	8	8~8	—	—	—	6~10	黑龙江省冶金设计院、沈阳有色冶金设计院
二、极薄脉留矿法							
大吉山铜矿	81	75	600~800	0.3~0.5	65~80	7.7	南昌有色冶金设计研究院
西华山铜矿	72	74	150~450	0.3~0.4	70~85	7.03	同上
盘古山铜矿	46	48	—	—	70~90	8.1	同上
画眉岩铜矿	16	25	30~850	0.43	74~85	7.85	同上
下老铜矿	16	17	10~300	0.2	75~88	6.4	同上
瑶岗岭铜矿	—	32	700	—	75~80	21	广东省冶金设计院、浙江省冶金设计院
瑶岭铜矿	—	13~16	—	—	75~80	13	同上
三、分段空场法							
寿王坟铜矿	115	115	1000~3000	平均~20	60~80	21	北京有色冶金设计研究总院
龙山铜矿	30	30	570	11	80~85	21	兰州有色冶金设计研究院
面山铜矿	49.5	30	1200~1800	2~10	55~75	14.9	同上
辉铜山铜矿	13.2	10~13	300	8~12	80~80	14	同上

续表

矿山名称	矿山能力 (万 t/a)		矿体产状			年下降 深度 (m/a)	调 查 单 位
	设 计	实 际	长 (m)	厚 (m)	倾角 (°)		
四、无底柱崩落法							
大庙铁矿26°			240~260	10~85	60~86	9	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
大庙铁矿24°	60	67	310~330	10~50	80~90	8	同上
程潮铁矿2°	—	—	200~250	30~40	46	21	长沙黑色冶金矿山设计研究院
程潮铁矿 (全矿)	150	100	200~600	30~60	40~50	11	同上
向山硫铁矿	70	72	600	150~200	30	4~6	北京有色冶金设计研究总院
弓长岭铁矿	—	200	1500~ 1600	5~30	70~80	10~15	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
大厂锡矿细脉带	130	50~70	300~600	53	70~80	5~7	估算
冶山铁矿	50	25~50	400~500	15~40	80~90	4~10	马鞍山黑色冶金矿山设计院
五、有底柱崩落法							
易门舞山铜矿	70	100	700~900	10~50	55~80	18~23	鞍山黑色冶金矿山设计研究院、北京有色冶金设计研究总院
凤山铜矿	80	75	900	10~80	60	18~20	同上
铜陵松树山	—	15~20	420	4~15	17~40	10~13	北京有色冶金设计研究总院
篦子沟铜矿	100	70~100	250~350	30~100	30~40	18~23	北京院
胡家峪铜矿	80	60~80	350~500	10~80	35~50	8~12	同上
大勇槽铜矿	10	8~10	300~400	8~12	55~75	15~18	同上
铜陵狮子山	60	60	90~320	4~17	30~80	15	南昌有色冶金设计研究院
桃林铅锌矿	120	100	2000	10~15	30~45	7~9	长沙有色冶金设计研究院
六、充填采矿法							
红透山铜矿	39.6	45	330~450	3~35	70~85	31	北京有色冶金设计研究总院
凤凰山铜矿	99	80	600~850	40~80	80~90	12~13	同上
凡口金星岭	33	15~20	200~300	5~50	40~70	5~8	同上
黄沙坪铅锌矿	33	33	800~800	2~40	40~70	6~8	长沙有色冶金设计研究院
凡口狮岭	60	20~40	350~500	10~60	40~70	6~10	北京有色冶金设计研究总院
金川龙首矿	39.6	30	350	5~70	60~70	6~10	同上
黑山金矿	16.5	10~15	700~900	5~12	30~55	7~10	同上
金州石棉矿	20	20~26	3800	2~2.4	50~70	6.5~10	苏州非金属矿山设计院

新水平提前准备时间要求按式2-1-10计算。

$$T_s = \frac{Q_s \alpha E}{k(1-\beta) A_s} \quad (2-1-10)$$

式中 T_s ——新水平准备时间, 年; α ——矿石回收率, %, 参见第14章; β ——废石混入率, %, 参见第14章; k ——超前系数, 取1.2~1.5; Q_s ——回采阶段地质储量, t; A_s ——回采阶段年产量, t; E ——地质影响系数, 0.7~1.0。

国内某些缓倾斜薄矿体矿山下降速度

表 2-1-53

矿 山 名 称	开 采 技 术 条 件	倾 斜 下 降 速 (m/a)	
		平 均	最 大
庞家堡一矿区	走向长2600m, 矿厚2m, 斜长50~60m, 分层开采	23.2	31.6
王村铝土矿	走向长800m, 阶段斜长40~60m, 矿体厚2.6m, 盘区开采	48.0	—
王村铝土矿	走向长500~900m, 阶段斜长50~60m, 矿体厚约2m	37.5	
浅井子粘土矿	走向长450m, 阶段斜长55m, 矿体厚约2m, 三个阶段同时回采	65	73

注: 表2-1-53系沈阳铝镁设计研究院调查整理。

国内某些缓倾斜薄矿体的回收率及废石混入率

表 2-1-54

矿 山 名 称	回 收 率 (%)	废石混入率 (%)
一、长壁法: 庞家堡铁矿	63	30
王村铝土矿	84	20
王村铝矾土矿	70	5
北焦宋铝土矿	60.5	13.3
浅井子粘土矿	75	5
二、房柱法、全面法矿山	60~80	8~20

1.7.4 国内外采场能力对比

国内外矿山各种不同采矿方法生产能力和劳动生产率对比见表2-1-55。

国内外矿山能力和劳动生产率对比表

表 2-1-55

采矿方法名称	国 外 矿 山			国 内 矿 山		
	坑内工班效率 (t)		采场工作面能力 (t/d)	坑内工班效率 (t)		矿块工作面能力 (t/d)
	一 般	较 高		一 般	较 高	
房 柱 法	30~50 (15~50)	50~70	(300~1000)	1~2	2~3	薄: 40~70 厚: 100~200
分段崩落法	20~40 (30~80)	40~50	500~3000	1.5~3	3~5	250~500
矿块崩落法	15~40 (30~80)	40~50	1000~3000	1.5~3	3~5	250~500
分段空场法	15~30 (30~50)	30~40	500~2000	1.5~3	3~5	200~500
充 填 法	10~20 (15~30)	30~40	300~2000	0.5~1.2	1.2~2.5	30~500

续表

采矿方法 名称	国外矿山			国内矿山		
	坑内工班效率 (t)		采场工作面 能力 (t/d)	坑内工班效率 (t)		矿块工作面 能力 (t/d)
	一般	较高		一般	较高	
浅孔留矿法	5~10 (7~15)	10~15	150~300	0.7~1.5	1.5~3.0	20~150
方框充填法	1~3	—	—	0.3~0.8	0.6~1.5	20~50
下向充填法	(7~15)	—	—	—	~1.0	30~90
资料来源	1981年 <i>Underground Mining Methods Handbook</i>			1979年冶金部矿山统计及各院调查综合		

注：括号内的数值系 1985 年 10 月金川设计联络组由瑞典 Boliden 有色金属公司提供的资料。据认为，国外矿山坑内工人的劳动生产率一般系第一线的矿工数统计（约占坑内工人数的 60~100%），国内矿山则系全部井下工人数。

1.8 矿山生产能力计算实例●

1.8.1 生产能力计算

1.8.1.1 研究基础资料，掌握矿体特点

以黄砂坪铅锌矿为例，该矿具有如下特点：

(1) 矿体分散、形态和产状复杂，绝大部分矿体规模较小，彼此间的制约关系小，一般均能单独开采，但探矿工作量及采掘比大，建设周期较长；

(2) 矿床在勘探阶段未能将矿体探清，基建和生产中均要进行补充探矿工作，特别是上部各阶段的生产探矿工作量很大，在一定程度上限制了生产规模；

(3) 远景储量所占比重较大，与工业储量几乎相等，由于圈定矿体和划分级别比较严格，因此远景储量肯定还会增加。

1.8.1.2 选定有关指标

根据矿床特点，选择采矿方法，技术设备，同时按如下步骤选定有关指标：

- (1) 确定两个中段回采矿房，一个中段回采矿柱；
- (2) 统计并计算有效矿块数；
- (3) 按干式（废石）充填法为主，选取矿块能力，矿房 60t/d，矿柱 30t/d；
- (4) 选取矿块利用系数 0.5~0.6。

1.8.1.3 生产能力计算

(1) 阶段生产能力计算公式见 2-1-11。

$$A = NKq \quad (2-1-11)$$

式中 A ——阶段生产能力，t/d；

N ——各阶段的有效矿块数，个；

K ——回采矿块利用系数；

q ——矿块生产能力（包括矿房和矿柱，分别统计计算）。

● 主要摘自长沙有色冶金设计研究院矿山调查总结。

(2) 统计计算各阶段生产能力, 见表2-1-56。

各阶段生产能力计算汇总

表 2-1-56

中段	有效矿块数 (个)	回采矿块 利用系数	同时回采 矿块数 (个)	矿块日产量 (t/d)	阶段产量 (t/d)		矿井生产能力 (t/d)	
					矿房	矿柱	未计附产 矿 石	计入附产 矿 石
1	2	3	4	5	6	7	8	9
309	1		1	矿房	60			
				矿柱	30	30		
273	4	0.50	2	矿房	60	120	180	200
				矿柱	30	60		
237	7	0.57	4	矿房	60	240	399	440
				矿柱	30	120		
201	13	0.61	8	矿房	60	480	780	670
				矿柱	30	240		
165	14	0.57	8	矿房	60	480	1080	1210
				矿柱	30	240		
123	10	0.60	6	矿房	60	360	1080	1210
				矿柱	30	180		
92	11	0.63	7	矿房	60	420	1020	1140
				矿柱	30	210		
56	7	0.57	4	矿房	60	240	840	940
				矿柱	30	120		
20	5	0.60	3	矿房	60	180	630	710
				矿柱	30	90		
-16	3		2	矿房	60	120	420	470
				矿柱	30	60		

(3) 根据各阶段统计计算的阶段产量和确定的同时回采阶段数目, 作出矿山生产能力发展曲线, 然后按有关因素和要求验证和平衡矿山能力, 见图2-1-4。

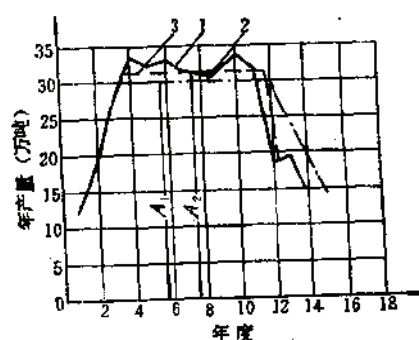


图 2-1-4 黄砂坪铅锌矿矿井生产能力发展曲线

1—可能达到的矿山计算能力,
2,3—两种可能的矿山设计能力

7.8.1.4 推荐的矿山能力

从图2-1-4生产发展曲线看, 在远景矿量未大量证实之前, 要使年产量较均衡地达到33万t, 并持续

较长的生产年限是困难的,但考虑到国家需要和矿石品位较富,又有相当可观的远景储量可升级,矿块数和储量会有所增加,且矿体分散,彼此制约小,达到国家规定达产服务年限的要求尚较有把握。故综合各方面的因素后,在设计中,推荐采用日产1000t,年产33万t的矿石能力。

该矿山生产至今已将近20年,实践证明,原勘探储量增加了将近一倍,矿体延长部分以及上下部矿体均有较大增加,投产以后,比较快地达到了设计能力,且近年来,扩大了设计能力。可以认为,当时的估计分析基本是正确的。

1.9 国外矿山(按综合经济比较)确定矿山生产能力的方法

1.9.1 概 述

苏联和东欧等国家,其矿山生产能力的计算和要求,基本与我国类似。

1981年,由作者Г.М.БУРМИН所著《关于胶结充填法矿山生产能力确定》^①一文中了解到,它的基本思想与做法与我们通常所了解的内容没有多大区别,也基本上代表了近年来苏联以及东欧等国家的做法。但是,近年来,在苏联科学院院士阿戈什科夫调查了欧、美资本主义国家生产矿山的实际情况以后,发表的《论矿山企业富余能力》^②一文中指出:“一般矿山的生产能力,应留出10~15%的富余。对于那些矿床很富、待采的有用矿石较紧缺以及矿石储量或远景很可观时,富余能力应取20~25%”。

阿戈什科夫认为,“富余10~15%的能力,一般只需增加3~5%的投资,而实际收益要多得多。”本章对此不作详细介绍。

在西方国家,确定矿山能力时,通常亦受政府或企业的影响,但是,这种影响,主要是根据项目可行性研究的综合经济评价的优劣来确定。这可能也是我国今后设计中要仿效的工作。

矿山项目可行性研究的基本概念是以整个矿山服务年限内获得最大净现值和最大的内部收益率以及返本年限最小来衡量。它主要是根据开采矿山的总体技术方案,及对可能采用的各方案进行综合技术经济比较后确定的。

矿山能力初步意见的提出,一般是根据各不同方案的储量情况和基本合理的服务年限,参考类似矿山开采的水平,先选用几个假定能力,而后再经各方案的综合投资和经营效果比较,按其最优方案来确定。

在确定矿山能力时,要考虑的影响因素有:

- (1) 市场的供需情况及矿产品价格,还要研究其可能的发展趋向;
- (2) 矿床勘探程度的可靠性,矿石储量及矿石品位的估算和评价;
- (3) 基建和达产时间长短的估计;
- (4) 国家的政策、态度及其税收大小;
- (5) 其它外部条件如交通运输、能源、矿山场地、环境条件、水源以及劳动力和技术力量来源等,也往往是考虑规模大小的重要问题。

确定矿山生产能力的方法和步骤是:

^① 《国外金属矿采矿》, 1981, 10.

^② 《同上》, 1985, 12.

(1) 在建立矿床模型的基础上(亦可用手算),按不同边界品位圈定矿体,计量各不同边界品位的矿石储量和确定相应的生产规模。编制各方案的采矿进度计划,用电子计算机计算整个矿山服务年限内各不同边界品位的矿石产量和供矿品位用以提供经济分析。

(2) 确定一个基本开采技术方案,选定开拓方案、采矿方法、矿块能力并按此方案可能采用的机械化程度选定设备类型、确定劳动组织。与此同时,各专业均以此方案为基础,计算各种工程项目的需要量,编制设备和材料表。

(3) 编制基建进度计划,确定基建工程量,建设和投产时间。与我国不同的是资本主义国家的建设往往是随着施工的进展,逐步投入生产的,而且是尽可能早的在基建阶段把矿石采出来以回收企业投资,取得更好的经济效果。它们在编制计划中,始终贯穿这一基本思想。

(4) 计算各不同方案的总投资和总费用。

(5) 计算各不同边界品位、不同规模、不同产品价格、不同筹资来源各方案在整个矿山服务年限内的投资返本率、净现值和内部收益率并把各方案的计算结果用电子计算机打印出来,制成图表供比较分析。

(6) 研究各种影响因素并对某些可能变化的因素如储量、品位、投资、成本、售价等进行敏感性和冒风险分析后,选定推荐方案或提出几个方案供经营者或主管部门决策。

1.9.2 综合经济比较确定矿山生产能力实例

三山岛全矿系加拿大莱特公司为我国进行可行性研究和基本设计的一个矿山。该矿床为一倾角 $30^{\circ} \sim 45^{\circ}$,走向长900m,延深600余m,厚度2~30余m的一个蚀变岩型金矿床。可行性研究中确定的基本方案系混合竖井(箕斗、缶笼)提升,辅助斜坡道开拓,点柱充填法开采,两翼对角式通风。矿山采用的主要回收设备系液压凿岩台车凿岩, 3.82m^3 (5yd³) 铲运机出矿。

矿山生产能力的确定是在矿山总体设计过程中进行和最终完成的,其考虑的因素和计算步骤所得结果如下:

(1) 根据矿床勘探钻孔和坑道探矿资料,用距离平方反比法的电算程序(或用手算法),按不同边界品位(1.5g/t、2.0g/t、3g/t三种)圈定矿体和计算储量,并按矿山可能采用的采矿方法及其贫化、损失指标估算可采储量和出矿品位,如表2-1-57。

对勘探程度及补充探矿等要求提出建议,对矿床可能的品位变化进行统计分析,制出直方图,提出高品位处理意见。

(2) 按不同边界品位圈定矿体形态、计算各方案的初步规模和服务年限,如表2-1-58。

(3) 按不同矿体厚度估算不同的矿块能力。不同边界品位圈定的矿体厚度统计如图2-1-5。不同厚度的矿块能力如表2-1-59。

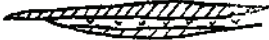
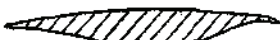
矿床不同边界品位的储量

表 2-1-57

边界品位 (g/t)	矿石储量 (t)		平均品位 (g/t)	
	地质	可采	地质	可采
1.5	2000万	1870万	3.45	3.34
2.0	1613万	1530万	3.81	3.66
3.0	1090万	1052万	4.68	4.44

不同边界品位矿体计算的矿山能力

表 2-1-58

矿体形态示意	矿体形态描述	生产能力 (t/d)	服务年限 (a)
	矿体分为两条, 每条宽2~15m, 夹石宽5~15m, 含品位1~2.5g/t	~2000	~20
	矿体宽 5~35m, 少量夹石	2000~3000	15~20
	矿体宽 5~40m, 中间基本无夹石	3000	~20

不同矿体厚度的矿块能力

表 2-1-59

在矿块长100m时 矿块的平均宽度 (m)	矿块日平均能力 (包括充填) (t)	最大可能达到的 日生产能力 (t)	采用的回采设备
<8	<150	—	气腿凿岩, 电耙
8~9	270	600	双机或单机液压凿岩台车, 3.82m ³ 铲 运机; 水力尾砂充填
12~13	450	900	
18~19	600	1100	
23~24	700	1300	

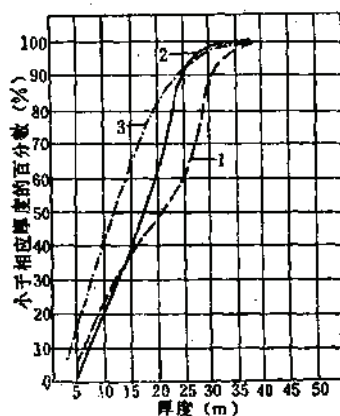


图 2-1-5 矿体不同厚度分布情况

1—1.5g/t边界品位曲线; 2—2.0g/t边界品位曲线; 3—3.0g/t边界品位曲线

- (4) 按三种不同黄金价格(每盎司400美元、500美元和600美元)进行方案计算。
- (5) 按全部国内筹资和65%国外贷款两种资金来源进行多方案计算。
- (6) 按确定的开拓、通风系统、采矿方法和机械化装备及其相关工程的矿山设计作为基本方案, 列出详细的工程量及设备明细表并估算各不同方案的基建投资, 编制进度计划, 估算投产日期。
- (7) 编制矿山回采进度计划, 估算各不同储量和规模方案在整个矿山服务年限内的回采成本。
- (8) 按不同价格、不同边界品位、不同规模和服务年限、不同的资金来源、不同的投资和生

成本,估算整个矿山服务年限内各方案(共27个)的收益情况和投资返本年限,用电算程序打印出各方案的经济比较结果。

经济比较结果包括如下内容:

年处理矿石量;

金、银矿石供矿品位(g/t),回收率和年产量、银量(kg);

各种不同的金、银价格;

各不同方案的金、银收益和总收益;

各不同方案的生产成本,它包括销售保险和运输费用,年生产总成本和年经营费;

上税前和上税后的利润;

各不同方案的投资,包括建筑和设备费,基建探矿和开拓费,设备更新费以及长远规划中的勘探和开拓估算的费用;

各不同方案的贷款和利息以及偿还;

流动资金和净现金流量以及残余物资回收费用的估算;

各不同方案在考虑贴现率以后的净收入计算,三山岛金矿的贴现率以10%,12%,15%三种情况进行研究;

上税前和上税后返本率和返本年限的计算。

(9) 绘制各不同方案的返本率和返本年限以及净现金流量的综合比较图表,如图2-1-6、图2-1-7、表2-1-60、表2-1-61示。

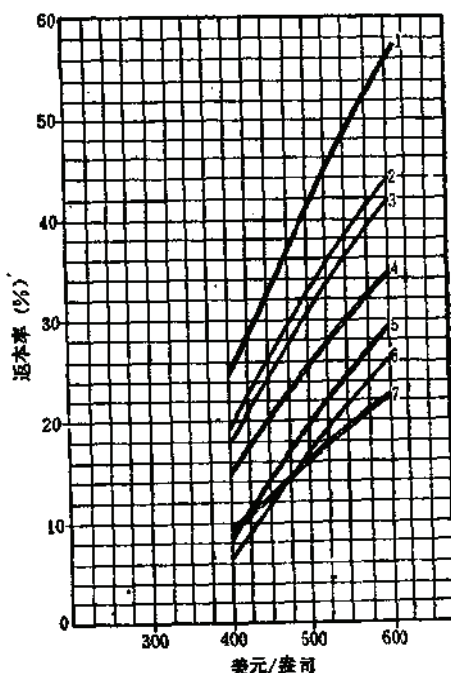


图 2-1-6 各方案返本情况

1—初期2000t/d,后期3000t/d,65%贷款,税收前;2—同上,税收后;3—2000t/d,3g/t边界品位,65%贷款;4—3000t/d,1.5g/t边界品位,65%贷款;5—2000t/d,2g/t边界品位,65%贷款;6—2000t/d,1.5g/t边界品位,65%贷款;7—2000t/d,全部自筹资金

(10) 结论和建议

三山岛金矿在作完上述生产能力有关的经济比较后未对某些可变因素进行细致的敏感性和冒风险分

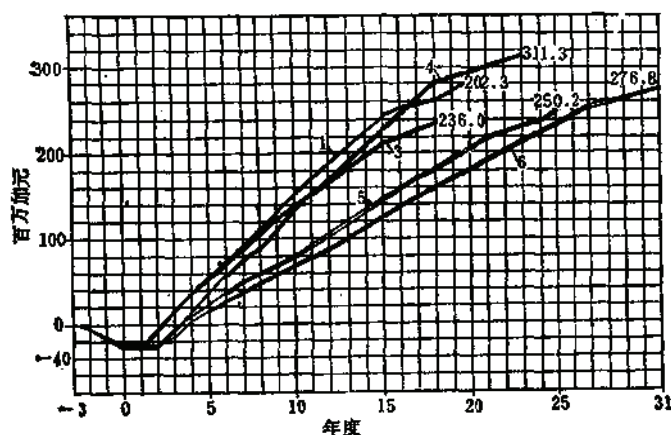


图 2-1-7 各方案各年度累计现金流情况

1、3、4、5、6—含义同图2-1-6

各不同规模和不同金价时的返本年限

表 2-1-60

方案号	生产规模 (t/d)	边界品位 (g/t)	偿还年限 (年)			服务年限 (年)
			12.86 \$/g	16.08 \$/g	19.29 \$/g	
1	2000/3000	3.0/1.5	6.2	3.2	2.3	20
3	2000	3.0	5.9	3.4	2.4	10
4	3000	1.5	8.0	4.7	5.4	23
5	2000	2.0	13.7	5.5	3.5	25
6	2000	1.5	17.8	6.5	3.5	31

注：表中金价原分别为每盎司400、500、600美元，按每金衡盎司等于31.1035g换算为此。

各不同边界品位和规模的返本率及金总回收量

表 2-1-61

方案号	生产规模 (t/d)	边界品位 (g/t)	600美元/oz金价的返本率 (%)	金总回收量 (t)
1	2000/3000	3.0/1.5	43.8	52.5
3	2000	3.0	41.9	44.5
4	3000	1.5	34.8	59.5
5	2000	2	29.5	52.6
6	2000	1.5	26.2	59.5

析，而是在方案比较过程中，对金价及贴现率的大小作了三种情况的估计并以此作了不同方案的比较。这是由于该可行性研究认为，金价的波动将可能对整个项目的经济效益带来最大的影响而对地质品位可能的变化，用三种不同边界品位圈定了矿体并分别估算了储量。

综合上述图表及对影响因素的分析后，提出推荐方案。

分析认为，采用65%的国外贷款，初期采用3g/t的边界品位，日产矿石2000t，生产若干年后，再用1.5g/t的边界品位和日产3000t能力的综合边界品位和综合能力的第1方案，可以获得最大的投资返本率和最短的返本年限，矿山的服役年限也比较合适，同时也可获较高（52.5t金）最终含金量和净现值，故建议采用此方案。同时提出，由于项目可行性研究的总体方案比较是以北美和加拿大地区的条件为基础的。为适合中国的实际情况，可行性研究中提出还应根据中国的实际进行调整以正确和合适的确定矿山能力。

第二章 开采岩移及地表建筑物保护

责任编辑单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 魏孔章

2.1 概 述

2.1.1 基本问题

矿石采出以后,原岩应力平衡遭到破坏,使围岩发生变形、位移、开裂、冒落,甚至产生大面积移动。随着采空区不断扩大、岩移范围也相应扩大。当岩移范围扩大到地表时,地表将产生变形和移动,形成下沉盆地或塌陷坑。地表与岩体移动的形式和剧裂程度取决于岩体的力学性质、矿体埋藏条件和所用的采矿方法等。而岩体内的软弱结构面如大的断裂构造对区域性的岩体稳定性起着控制作用。目前,国内外尚没有适合于各种情况、各种条件的采后岩移及地表变形预计方法。因而,企图用简单的计算公式获得精确计算结果是不现实的。

为使新建矿山的地表工业场地、竖井等设施布置在不受开采影响的安全地带,必须进行开采后地表及岩体移动预计范围的圈定。本章以类比法为主、提供一些矿山有关移动角的资料及苏联测量科学研究所关于移动角确定方法的资料等,作为新矿山初步设计的参考。必须指出,这种类比法所依据的类比条件是很简单的,在选定了作为类比的类似矿山之后,还应进一步掌握和分析该矿的详细开采技术条件,最好能将该矿的岩石力学参数及构造特点与新设计的矿山相比较,再辅以其他经验公式的计算结果进行选取。

对于重点矿山和条件复杂有特殊要求的矿山(如地表需保护),可在用类比法确定的初步设计基础上,进行岩石力学研究。根据所取得的岩石力学研究成果及采矿工艺条件,采用有限元或边界元法进行岩体稳定性分析(详见岩石力学篇)。

对“三下”开采的矿山、设计中行之有效的措施是留保安矿柱或采用充填法开采。根据保护的要求可分别采用尾砂充填或胶结充填。充填法虽不能阻止岩体变形、但可不同程度地减缓岩移,从而达到保护地表的目的。应当指出,用充填法特别是胶结充填法开采急倾斜矿体时,当开采达一定深度后,开采的影响就不会波及到地表或者其最大变形量不会超过被保护对象的允许值。因此,不管开采深度如何,一律由最终开采下界向地表划移动范围的作法是不科学的。但这一“安全开采深度”的界限是很难确定的。对于新设计的充填法矿山、在缺少岩石力学和工程地质资料的情况下、为了保证将主要建筑物、构筑物布置在确系安全的范围、设计中仍然可借用传统的“移动角”概念,以便确定采矿作业对地表的影响范围即保安区的范围。但其“移动角”应选取较大的值(与同类条件下用非充填法开采的移动角值相比),究竟大多少?应视矿体赋存条件、充填体的可压缩特性以及原岩应力的的大小而定。

对条件适合的非煤矿山、缓倾斜及倾斜沉积型矿床,上盘为页岩、砂页岩、灰岩等均质岩体,可采用概率积分法计算地表变形和移动。长沙矿山研究院对锡矿山矿用概率积分法计算的地表变形和移动值与长期观测值的对比见表2-2-1。由比较可见,其误差不大,说明概率积分法在条件合适的金属矿山也可应用。详见《矿产地质卷》岩石力学篇。

锡矿山矿地表最大移动与变形的理论计算与实测值对比

表 2-2-1

最大移动和变形	上山或下山方向	理论值	实测值	误差%
水平移动 u_{max}	上山	438	445	1.6
	下山	484	440	9.1
倾 斜 i_{max}	上山	30.8	27.0	12.3
	下山	23.3	25.8	10.7
曲 率 K_{max}	上山	0.97	1.06	9.3
	下山	0.55	0.66	20.0
水平变形 ϵ_{max}	上山	11.9	8.2	31.1
	下山	11.6	8.4	27.6

2.1.2 有关岩体移动主要参数的概念

(1) 非充分采动与充分采动:在既定采深条件下,开采区段尺寸(走向和倾斜)较小,达不到采深的0.9~2.2倍(取决于覆岩性质)或达不到 $2r$ (r ——主要影响半径)时,地表最终下沉盆地剖面形状呈尖底的“碗形”,最大下沉值随采空区尺寸的增大而增大,这种开采规模叫非充分采动。当开采区段的尺寸增大到等于 $2r$ 或大于、等于0.9~2.2倍采深时,地表最终最大下沉值达到极限值时的开采规模叫充分采动。充分采动时的最大下沉点不只是一个点而分布成一片,移动盆地形状为平底型的“盘形”盆地。

(2) 地表下沉(W)即地表移动全向量的垂直分量。

(3) 地表水平移动(u)即地表移动全向量的水平分量。

(4) 地表倾斜(i)为地表下沉盆地沿某一方向的坡度值,其平均值以两点间下沉差 ΔW 除以两点间的水平间距 l_{AB} 即

$$i_{AB} = \frac{W_B - W_A}{l_{AB}} = \frac{\Delta W}{l_{AB}} \quad (2-2-1)$$

单位为mm/m。

(5) 地表曲率(K)为下沉盆地剖面线的弯曲度,其平均值以相邻两线段倾斜差 Δi 除以两线段地表水平长度的平均值即

$$K_B = \frac{i_{BC} - i_{AB}}{0.5(BC + AB)} = \frac{\Delta i}{0.5(l_2' + l_1')} \times 10^{-3} \quad (2-2-2)$$

习惯规定:上凸为正、下凹为负、单位为1/m。

(6) 地表水平变形(ϵ)为移动盆地内,一线段两端点的水平移动差与此线段长度之比,其平均值为

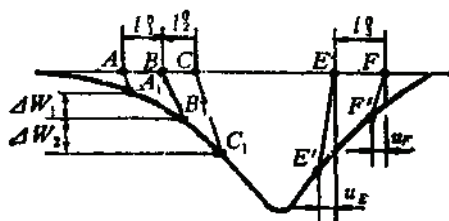


图 2-2-1 地表倾斜、曲率、水平移动水平变形计算图

$$\varepsilon = \frac{u_E - u_F}{EF} = \frac{\Delta u}{l_1^2} \quad (2-2-3)$$

单位为mm/m。

(7) 临界变形值即无须维修就能保持建筑物及各种设施正常使用所允许的地表最大变形值。根据临界变形值可圈定地表移动盆地的危险变形区与非危险变形区。《煤矿测量试行规程》规定：对于一般砖石结构的建筑物，其临界变形值暂定为： $i=3\text{mm/m}$ ， $K=0.2 \times 10^{-3} 1/\text{m}$ ， $e=2\text{mm/m}$ 。

(8) 移动角（错动角）即在移动主断面上临界变形值的点和采空区边界的连线与水平线之间在采空区外侧的夹角，称为移动角。

(9) 陷落角（崩落角）即采空区上方地表最外侧的裂缝位置和采空区边界的联线与水平线之间在采空区外侧的夹角，称为崩落角，见图2-2-2。

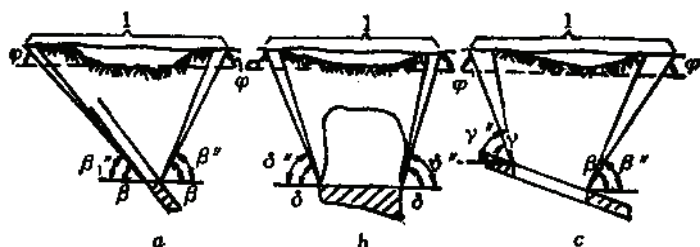


图 2-2-2 地表移动带

a, c—垂直走向断面；b—沿走向断面
1—移动盆地

2.2 用类比法确定移动角（错动角）和陷落角（崩落角）

表土的陷落角和移动角按表2-2-2选取，各种土壤的自然安息角如表2-2-3所示，表2-2-4～表2-2-9的统计资料可供设计参考。

表土陷落角和移动角

表 2-2-2

表 土 特 征	陷 落 角 和 移 动 角 (°)		
	β, β_1	γ, γ_1	δ, δ_1
厚度在10米以内, 干燥或天然湿度的表土	50	50	50
厚度在10米以上, 干燥或天然湿度的表土	45	45	45
潮湿和湿润的表土	40	40	40
有塌落的表土或露天采场内已受滑动的表土	按表土自然安息角取 $\beta = \gamma = \delta$ 见表2-2-3		

注: 如基岩移动角数值小于表土错动角, 则表土错动角应采用基岩移动角。

各种土壤自然安息角

表 2-2-3

土 壤 名 称	自 然 安 息 角 (°)		
	自然湿度	湿和很湿的	十分湿的(达到饱和)
I. 各种土壤			
淤泥	40	25	—
疏松黑土、植物土(耕土)	40	33	—
致密植物土(耕土)	45	35	—
II. 粘土质土壤			
松软粘土质土壤, 松软砂质粘土夹有淤泥和细粒有机物	40	27	20
中等致密粘土质土壤和砂质粘土	40	30	25
致密粘土质土壤和致密砂质粘土	45	30	25
致密粘土, 冰渍土	45	37	35
石质底土的十分坚硬粘土质土壤, 未受侵蚀的侏罗纪粘土	45	37	35
III. 砂质土壤			
夹杂有淤泥的细砂	40	25	20
松散的纯细砂	40	27	22
致密细砂	45	30	25
松散中粒砂	37	33	25
致密中粒砂	45	33	27
致密大粒砂	45	33	27
含砾石土壤	37	33	27
致密中粒砾石	40	35	27
致密大粒砾石	40	35	—
胶结大粒砾石	40	37	—

我国部分矿山移动角实测值

表 2-2-4

序号	矿山名称	围岩名称		普氏系数		构造特征 (或稳定程度)		矿体倾角 (°)	矿体 水平厚度 (m)	矿体 走向长度 (m)	开采深度 (m)	采矿方法	移动角		
		上盘	下盘	上盘	下盘	上盘	下盘						上盘	下盘	走向
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
1	金岭铁矿 铁山区	大理岩 结晶灰岩	闪长岩 蚀变闪长岩	8~10	8~12	中等稳固	中等稳固	55	8	500	48~94	分段空场法	50	50	—
												$H < 60$ $H > 50$	55	55	—
2	程潮铁矿	闪长岩、 大理岩, 砂 卡岩	花岗岩 砂卡岩	8~10	10~12	稳固至 中等稳固	稳固至 中等稳固	46	53	1700	80	无底柱 分段崩落法	68	68	—
3	锡矿山南矿	灰岩、页岩	灰岩	6~10	8~10	中等稳固 走向端部有 断层	较稳固	东15 西20	4~6 4~6	1000	200~250 35~200	穿柱法、	59	68	65
												少量矿柱13%	59	69	71
4	大吉山钨矿	石英脉	石英脉	8~12	8~12	稳固至中 等稳固	稳固至中 等稳固	75	3	800~1500	760	浅孔留矿法 阶段矿房法	60	68	74
5	冶山铁矿	白云岩	花岗闪长岩	10~12	8~10	稳固至中 等稳固	稳固至中 等稳固	45~80	20	500多	80~130	无底柱 分段崩落法	62	85	62
6	云锡马拉 格4 ^号 矿体	砂化大理岩	砂化大理岩	8	8	中等稳固	中等稳固	40~50	10	60	200多	方框充填法空 区充填40%非充 分采动	63	68	70~75
7	石咀子铜矿	砂质大理岩	条带状 大理岩	10~12	8~10	稳固性好	稳固性差	75~82	8~10 ~35	上150~200 中 350 下 50	1000	浅孔留矿事后 废石充填50%	浅部 80	浅部 80	浅部 80
8	小铁山 铅锌矿	绿泥石片 岩绿泥石千 枚岩	石英钠 长斑岩	4~6	8~10	层理、节 理发育		60~80	1~45 平均5.5	600~1000	450~650	无底柱分段崩落	45	60	70

续表

序号	矿山名称	围岩名称		普氏系数		构造特征 (或稳定程度)		矿体倾角 (度)	矿体水平 厚度 (m)	矿体走向 长度 (m)	开采深度 (m)	采矿方法	移动角		
		上盘	下盘	上盘	下盘	上盘	下盘						上盘	下盘	走向
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
9	柏坊铜矿	条带状的 石英粉砂岩	钙质石 英砂岩	3~7	6~8	破碎节理 发育,受断 层切割	胶结良好	10~30	2~30 平均10	130~150	10~90	分层崩落法 下向充填法	43~ -45	51~55	50~53
10	易门铜矿 狮子坑	白云岩	白云岩、 板岩互层	6~8	4~6	节理发 育,松散、 易坍塌,局 部较好	节理发 育松散,稳 固性比上盘 差	70	18~22	680~900	600	有底柱分段 崩落法	35	55	55
11	弓长岭铁矿	花岗型 混合岩	角闪岩	6~8	8~9	层理、节 理发育	中等稳固	60~80	5~49	1600	450~500	无底柱分段崩 落法,上部干式 充填	75~80	80~80	—
湘潭 钢铁 厂	曹家塘	冰积层页岩	—	1~5	—	岩体完整	—	15	1.55	75	36	长壁崩落法	70	69	75
	石塘岭	冰积层页岩	—	1~5	—	有断层破坏	—	10	1.87	160	67	长壁崩落法	66	68	75
	顾家冲	冰积层页岩	—	1~5	—	三面有断层	—	42~60	2.13	250	42	长壁崩落法	37.5	53.8	75.8

注:易门狮子坑初期上盘有-35°角的断层

我国部分金属矿山地表移动与变形参数实测表

表 2-2-5

矿区名称	湘潭锰矿普家塘区		湘潭锰矿 石塘地区	湘潭锰矿顾家冲区		弓长岭铁矿		锡矿山南矿中部岩移区		石咀子 铜矿	马拉桥锡矿 四采区
	沿倾斜剖面 I	沿倾斜剖面 II		走向剖面	倾斜剖面	倾斜剖面 I	倾斜剖面 II	上 山	下 山		
下沉系数 η	0.84	0.93	0.93	0.69	—	0.66	0.66	0.27	0.27	0.23	0.1
最大下沉值 $W_{\max}$	1698	1762	1174	1472	1220	20130	16993	1601	1601	654	739
最大倾斜值 $i_{\max}$	142.4	116	25	38	100	-700	370	+27	-25.8	—	—
最大曲率值 $K_{\max}$	-110.9	-81.65	14	15.6	9.6	1380	280	1.06	-0.66	—	—
最大水平移动 $u_{\max}$	-856.0	-964.0	587	980	900	3900	9000	445	440	1198	—
最大水平变形 $\epsilon_{\max}$	+65.4	-84.8	16.3	11	58	280	180	-8.2	+8.4	21.5	—
水平移动系数 b	0.51	0.55	0.5	0.74	—	0.20	0.49	0.30	0.30	1.83	—
月最大下沉量 v (mm)	42.2	71.0	24	24	24	6.12	5.97	19	19	—	23

注：1. 上述矿山移动角（表2-2-4）是根据 $\dot{\epsilon}=4\text{ mm/m}$, $K=0.2\times 10^{-2}\text{ m}^{-1}$, $\epsilon=2\text{ mm/m}$ 圆定的；

2. 表中下沉系数未考虑倾角校正。

我国部分金属矿山设计采用的移动角值

表 2-2-6

序号	矿山名称	围 岩 名 称		普氏系数		构造特征或稳定程度		矿体倾角 (°)	矿 体 水平厚度 (m)	矿 体 走向长度 (m)	开采深度 (m)	采 矿 方 法	移 动 角 (°)		
		上 盘	下 盘	上 盘	下 盘	上 盘	下 盘						上 盘	下 盘	走向
1		2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1	安庆铜矿	大理岩	闪长岩 角闪岩	10~12	10~12	稳 固	稳 固	70	10~110 平均40~50	760	220~520	大直径深 孔空场事后 尾砂充填	60	角闪岩55 闪长岩80	80
2	凤凰山铜矿	花岗闪长岩 辉绿岩	大理岩 角砾状大理岩	12	12	稳 固	中 等 稳 固	60~80	平均厚 17~36 最厚50~65	I号450 II号300	50~300	水平分层 尾砂充填少 量留矿法	55	60	70
3	三山岛金矿	黄铁铜英岩 花岗岩 斑状黑云母 花岗岩碎裂 岩	黄铁铜英岩 花岗岩	10~12	10~12	节理发育 有一条纵向 大断层和九 条横向断层	较 稳 固	40	3~20 平均8~10	1000	20~600	点柱式机 械化尾砂分 层充填	50 (浅部)	40 (矿体 倾角)	50 (浅部)

续表

序号	矿山名称	围岩名称		普氏系数		构造特征或稳定程度		矿体倾角 (°)	矿体 水平厚度 (m)	矿体 走向长度 (m)	开采深度 (m)	采矿方法	移动角 (°)		
		上盘	下盘	上盘	下盘	上盘	下盘						上盘	下盘	走向
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
4	龙首矿	含辉石微 煌岩, 二辉 微煌岩	二辉微煌 岩绿泥石, 片岩, 白云 质大理岩黑 云母片麻岩	6~8	4~6	较下盘稳定	节理发育 有破碎带穿 插不稳定	60~80	富矿 10~70~100	500	60~360	下向分层 胶结充填 上向分层 胶结充填	55	50	60
5	红旗岭 (7号矿体)	大理岩	黑云母 片麻岩	10~12	8~10	节理发育	较稳定	75	15	500	190~470	下向胶结 充填	70	70	70
6	红旗岭 (1号矿体)	微煌岩	黑云母 片麻岩	12	10	有断层切割	较稳定	40	30	200	110~450	点柱充填法	55	55	55
7	遂昌金矿	黑云斜长 片麻岩	黑云斜长 片麻岩	14~15	14~15	稳 定	稳 定	46~55	2.5~4.5	300~440	50~150	电耙留矿法	60	60	60
8	寿王坟铜矿	震旦纪石 灰岩	花岗岩 花岗斑岩	>8	>8	稳 定	稳 定	70~90	1~40 平均10	150~450	400	深孔留矿 法分段空场 法	75	75	75
9	新冶铜矿	结晶质石 灰岩	白云质石 灰岩	6~7	7~8	稳 固	稳 固	26~40	2~20	370	150~350	矿房: 水 平分层充填 法 矿柱: 分 层崩落法	80	80	75
10	西石门铁矿	灰岩、大 理岩	砂卡岩, 闪长岩	8~10	8~12	局部不稳	稳 固	0~40	10~100	5100	10~491	有底柱分 段崩落法	60	60	70
11	马甲铁矿	灰岩, 二 长岩	二长岩, 砂卡岩	8~12	10~12	中等稳固	稳 固	15~50	10~45	680	40~190	有底柱分 段崩落	60	65	70

续表

序号	矿山名称	围 岩 名 称		普氏系数		构造特征或稳定程度		矿体倾角 (°)	矿体水平 厚 度 (m)	矿体走向 长 度 (m)	开采深度 (m)	采矿方法	移 动 角 (°)		
		上 盘	下 盘	上 盘	下 盘	上 盘	下 盘						上 盘	下 盘	走 向
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
12	桃冲铁矿	黄龙灰岩	栖霞灰岩	4~6	8~10	松软破碎	有 溶 洞	30~90	45~110	380~650	0~400	无底柱分段崩落法	55~60	60~65	70
13	涇洛铁矿东矿体	石英砂页岩	角岩, 石灰岩	4~18	4~18	局部破碎	中等稳固	50~70	23~31	2200	0~220	无底柱分段崩落法	55	65	75
14	板石沟铁矿	黑云母角闪片岩, 角闪片岩	黑云母角闪片岩, 角闪片岩	4~14	4~14	较 稳 固	较 稳 固	65~85		1230	400~720	无底柱分段崩落法	65	60	65
15	小铁山铅锌矿	绿泥化石千枚岩	石英钠长斑岩	4~6	8~10	欠 稳 定	有一个层间侵入体, 欠稳定	60~80	1~45 平均6.5	600~1000	450~650	无底柱分段崩落法	60	60	70
16	锦铁山铅锌矿	绿泥石片岩 石墨质片岩	大理岩	4~6	6~8	有三组横断层切断矿体	裂隙较发育	65~75	2~59 大都为4~16	2000	580	无底柱分段崩落法	55	60	65
17	折腰山铜矿	流纹安英岩、辉灰岩	安山岩, 英安岩	4~6	8~10	—	—	50~70	8~40 平均25	450~550 全矿1100	450	无底柱分段崩落法	55	60	65
18	铅铜山铅锌矿	薄层灰岩, 夹千枚岩	生物灰岩	6~12	8~15	—	—	55~80	8~13	280~550	400	分段空场留矿法	60	60	65
19	锦屏东山区	云母片岩, 大理岩	云母片岩, 大理岩	5~14	5~14	欠稳固	—	60~70	12~18	900	20~300	深孔留矿法	—	风化45 近地表60	—
20	锦屏西山区	云母片岩, 大理岩	云母片岩, 大理岩	5~14	5~14	欠稳固	—	30~85	4~23	1800	20~200	分层崩落法 浅孔留矿法	—	风化45 基岩60	—

续表

序号	矿山名称	围岩名称		普氏系数		构造特征或稳定程度		矿体倾角 (°)	矿体水平 厚度 (m)	矿体走向 长度 (m)	开采深度 (m)	采矿方法	移动角 (°)		
		上盘	下盘	上盘	下盘	上盘	下盘						上盘	下盘	走向
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
21	程潮铁矿 (东区)	闪长岩, 大理岩等	花岗岩, 大理岩等	10~13	11~15	闪长岩稳定 大理岩不稳定到中等 稳定	花岗岩稳定, 砂卡岩稳定	46~47	50~60	1100	255~485	无底柱分段崩落	60	65	—
22	湘潭锰矿	页岩	页岩, 砂岩	4~6	7~8	稳定性差	较稳定	20~80	2~3	2100	150	水砂充填	70	75	75
23	金山店铁矿	砂卡岩, 角闪岩, 砂页岩	石英二长岩, 大理岩	4~6	10~12	砂卡岩不稳定	石英二长岩稳固	57~89	3.6~25	2600	550	无底柱分段崩落	初期50 后期55	初期60 后期65	初期60 后期65
24	余华寺铁矿	砂页岩 角闪岩 大理岩	石英闪长岩	10	11	大理岩稳定	稳固	57~60	5~30	400	500	无底柱分段崩落	—300m 以上 50~55	60	60
25	易门铜矿 狮子坑	白云岩	白云岩, 板岩互层	6~8	4~6	节理发育, 松散, 易坍塌局部 较好	节理发育, 松散, 稳固性比顶 盘差	70	18~22	680~900	600	分段崩落法	55	55	60
26	大厂91*矿体	灰岩	灰岩	8~12	8~12			15	14.28	1030	330~580	大孔开采 事后充填	70	70	70
27	凡口铅锌矿	灰岩	灰岩	4~9	4~9			60~70	10~80	500~600	650	充填法	75	75	75~80
28	丰山铜矿 (南缘矿体)	花岗岩	石灰岩	4~6	6~8	节理发育	节理发育	50~70	29.1	616	400	无底柱分段崩落法	55~60	55~60	70
29	黄沙坪铅锌矿	石灰岩	石灰岩	6~8	6~8			45~60	6.23~8	500~700	400	干式充填法	70	70	80

原书缺页

续表

矿山名称	煤田特征		煤层开采厚度 (m)	煤层倾角 (°)	开采深度 (m)	采煤方法	基岩移动角 (°)			表土移动角 (°) $\beta = \gamma = \delta$
	成煤年代	上覆岩层					β	γ	δ	
抚顺矿务局	新生代第三纪	为厚层褐色及暗褐色致密状油页岩和厚层绿色页岩及泥灰岩	29~50	30	<540	倾斜长壁水砂充填法	$59-0.2\alpha$	$62-\frac{1}{3}$	72	45
阜新矿务局	中生代上侏罗纪	多为页岩、砂质页岩、砂岩和砾岩,其中以砂页岩为主	1.3~2.4	<30	<400	走向长壁陷落法,水砂充填法和局部充填法	当 $\alpha < 10$ 时, $\beta = 78$ 当 $\alpha < 31$ 时, $\beta = 89-1.1\alpha$	78	78	当表土含水较大时为42 当表土含水较少时为49
鸡西矿务局	中生代上侏罗纪	以砂岩和砂页岩为主	1.0~2.0	15~21	60~160	走向长壁陷落法	$78-0.7\alpha$	72	78	
阳泉矿务局	古生代石炭二叠纪	大部分为砂页岩、页岩和砂岩	1.1~6.0	6~10	<135	走向长壁陷落法和房柱陷落法	当 $\alpha = 0 \sim 10$ 时, $\beta = 72$ 当 $\alpha > 10$ 时, $\beta = 72-0.6\alpha$	72	72	45
平顶山矿务局	古生代石炭二叠纪	以砂岩、砂页岩和页岩为主	1.4~2.5	20	<200	走向长壁陷落法	$\beta = 67-17\frac{h}{H_1}$ $\gamma = 88-46\frac{h}{H_1}$ $\delta = 74-11\frac{h}{H_1}$	不区分表土移动角		
淮南矿务局	古生代石炭二叠纪	以砂岩、砂页岩和页岩为主	1.8~4.2	20~84	<180	急倾斜煤层为水平分层竹笆或金属网假顶及掩护支架。倾斜煤层为走向长壁陷落法	当 $\alpha < 40$ 时, $\beta = 75-0.65\alpha$ 当 $\alpha > 40$ 时, $\beta = 53-0.1\alpha$ 急倾斜底板移动角 当 $\alpha = 56 \sim 70$ 时, $\beta = 56$	75	75	51.5
枣庄矿务局	古生代石炭二叠纪	以砂岩和页岩为主,石灰岩占9%	1.0~1.7	4~26	<200	走向长壁陷落法	$80-\alpha$	74	74	55
南桐矿务局	古生代二叠纪	以砂页岩为主,煤系地层上覆盖着厚层石灰岩	0.9~3.4	15~80	73~270	走向长壁陷落法	$78-38\frac{\alpha M}{H}$	70	70	

注: 1. H —平均采深, H_1 —基岩层厚度, h —上覆岩层厚度, M —煤层开采厚度, α —煤层倾角。 2. 此表为唐山煤炭科学研究所提供。

原书缺页

续表

矿 山 号	岩 石 名 称	岩石普氏 硬度系数		矿体倾角 (°)	矿体厚度 (m)	开采深度 (m)	采 矿 方 法	陷 落 角 (°)			移 动 角 (°)		
		上盘	下盘					β_1	γ_1	δ_1	β	γ	δ
8	下盘——裂隙发育的钠长斑岩												
9	上盘——构造裂隙严重的石英绢云母片岩(裂隙中填满有粘土以及石膏胶结的角砾岩),接着是片理化的钠长斑岩 下盘——石英绢云母片岩,接着是钠长斑岩	6~8	8~10	80~85	45~60	120~130	在32m中段用水平分层充填法,64~32m中段用分层崩落法;124~64m中段用联合法(矿房用充填法,间柱用分段和分层崩落法)	50	65	85	40	55	85
10	上盘——绿泥绢云母和石英绢云母片岩,接着是片理化钠长斑岩 下盘——绿泥绢云母片岩,接着是钠长斑岩	6~8	8~10	85	12~15	150	矿房用充填法,间柱用分段或分层崩落法	80	80	85	75	80	80
11	上盘——石英绢云母片岩 下盘——绿泥片岩,钠长斑岩	6~8	8~10	75~85	10~12	120	分段或分层崩落法	70	60	85	50	55	85
12	上盘——石英绢云母片岩,分片的和充水的钠长斑岩 下盘——石英绢云母片岩,钠长斑岩	6~8	8~10	85	1~2	150	分段或分层崩落法	85	无陷落	无陷落	70	75	75
13	上、下盘都是石英绿泥绢云母片岩、钠长斑岩	6~10	6~10	70~80	3~15	240	分段或分层崩落法	40	70	75	55	70	70
14	上、下盘都是石英绿泥绢云母片岩、钠长斑岩	6~10	6~10	75~80	2~10	100	分段或分层崩落法	50	70	75	45	70	70
15	上、下盘都是绿泥片岩、稳定的粉岩	8~15	8~15	45~80	2~8	210	90米以内用水平分层支柱法,不充填留顶底柱和矿体较薄处留间柱;90m以下用留矿法,不充填,留小的间柱	65	60	75	—	—	—

续表

矿 号	岩 石 名 称	岩石普氏 硬度系数		矿体倾角 (°)	矿体厚度 (m)	开采深度 (m)	采 矿 方 法	陷 落 角 (°)			移 动 角 (°)		
		上盘	下盘					β_1	γ_1	δ_1	β	γ	δ
18	上盘——绿泥片岩 下盘——石英钠长斑岩，直接下 盘是石英绿泥绢云母片岩	8~10	8~15	80	2~20	105	25~30m以内用露天开采，以下 用分段或分层崩落法，部分用支柱 充填法	65	65	65	55	55	75
19	上盘——绿泥片岩 下盘——石英钠长斑岩，直接下 盘是石英绿泥绢云母片岩	8~10	8~15	75~85	10~17	65	50m以内用分层崩落法，以下用 支柱充填的长壁法	80	60	85	50	55	75
18	上盘——石英绢云母片岩，钠长 斑岩 下盘——石英绢云母片岩，个别 处因节理裂隙而分裂	6~10	6~8	75~80	15~20	220	95m以内用水平分层支柱充填法 (充填80~85%)，以下用壁式陷落 法，间柱和顶柱用分层崩落法	80	70	85	60	50	85
19	上盘——钠长斑岩 下盘——石英绢云母片岩，钠长 斑岩和片岩（因节理裂隙破坏，常 常脱落下来）	8~10	6~8	55~70	10~30	120	分层和分段崩落法为主，部分用 水平分层支柱充填法和壁式充填 法，充填料来自“充填料开采场”	75	70	80	60	55	75
20	上盘——绢云母片岩 下盘——钠长斑岩，直接底板为 绢云母片岩	6~8	8~10	80~90	7~30	245	144m以内用分段或分层崩落法， 以下用壁式充填法充填料取自崩落 后转放出来的岩石，间柱用分层崩 落法	50	70	80	40	50	60
21	上、下盘均为片理化的钠长斑 岩，节理、裂隙发育，直接顶、底 板为石英绢云母片岩	6~8	6~8	85~90	10~40	100	50m以内用露天开采，以下用分 段平巷法和阶段崩落法	65	60	80	50	55	75
22	上盘——石英绢云母片岩 下盘——片理化的硅化钠长斑岩	6~8	6~10	85~90	3~30	150	20m以内用露天开采，50m以内 用不充填的留矿法和阶段崩落法， 以下用水平分层支柱充填法和部分 用分层和分段崩落法	80	60	80	50	50	75

续表

矿 山 号	岩 石 名 称	岩石普氏 硬度系数		矿体倾角 (°)	矿体厚度 (m)	开采深度 (m)	采 矿 方 法	陷 落 角 (°)			移 动 角 (°)		
		上盘	下盘					β_1	γ_1	δ_1	β	γ	δ
23	上盘——石英绢云母片岩 下盘——片理化的硅化钠长斑岩	6~8	6~10	85~90	5~30	285	水平分层支柱充填法, 矿柱用分 层和分段崩落法	75	70	75	50	50	75
24	上盘——硬的钠长斑岩 下盘——石英绿泥绢云母片岩	8~10	8~8	80~90	3~10	75	水平分层支柱充填法	90	75	85	80	70	80
25	上盘——硬的钠长斑岩 下盘——石英绿泥片岩, 直接底 板是石英绢云母片岩	8~10	6~8	80~90	2~20	205	85m以内用不充填的水平分层支 柱法; 85~205m用水平分层支柱 充填法; 205~265m用壁式充填 法, 矿柱不回采	85	75	90	80	70	85
26	上盘——稳定的石英绿泥片岩, 直接顶板为绢云母化的石英绿泥片 岩 下盘——石英绢云母片岩, 高岭 土化石英绿泥片岩	6~8	6~8	65~70	10~30	70	30~40m以内用露天开采, 以下 用分段和分层崩落法	45	50	65	—	—	—
27	上盘——石英绢云母和绢云母绿 泥片岩, 呈褶皱 下盘——片理化很深的硅化钠长 斑岩	6~8	6~10	60~65	20~40	130	70m以内用分段和分层崩落法, 部分用水平分层支柱充填法; 70~ 130m以内用随后充填矿房的水平 分段法, 用削壁充填或转运上部崩 落岩石充填	60	55	80	55	45	70
28	上、下盘均为绢云母片岩、绿泥 绢云母片岩、绿泥片岩和裂隙不大 的石英绿泥片岩	8~10	8~10	60~70	8~20	420~460	200m以内用水平和倾斜分层充 填法, 以下用水砂充填法	无陷落	无陷落	无陷落	70	65	80
29	上盘——绿泥绢云母片岩 下盘——石英绢云母片岩	8~10	8~10	60~70	2~15	300	30m以内用露天开采, 30~104 m用岩石水平分层充填法, 以下用 倾斜分层水砂充填法	80	65~70	90	75	65	80
30	上盘——绿泥片岩 下盘——绢云母片岩	8~10	8~10	45~65	3~6	600	121m以内用水平分层支柱岩石 充填法, 以下用水砂充填法	无陷落	无陷落	无陷落	70	65	80

苏联矿山用崩落法开采矿床时的陷落角和移动角资料

表 2-2-9

采矿方法	矿体倾角 (°)	矿体厚度 (m)	围岩硬度 系数 f	陷落角 (°)			移动角 (°)			观测角度接近于列 出角度的矿山名称	
				β_1	γ_1	δ_1	β	γ	δ		
上部水平无露天开采											
分层崩落法和分段崩落法	45~90	10~60	>10	75~80	75~80	80~85	60~65	65~70	75~80	克里沃罗格矿区	
分层崩落法和分段崩落法	45~90	5~60	6~10	70~75	70~75	75~80	55~60	55~60	70~75	列维哈区矿区	
分层崩落法和分段崩落法	45~90	5~60	2~5	不含水的	80~85	80~85	70~75	45~50	45~50	65~70	列维哈区, 列宁格勒 红色近卫军矿区 杰格恰尔卡
			含水的		55~60	55~60	70~75	40~45	40~45	60~65	
上部水平用露天开采											
分段崩落法	45~90	10~60	>10	65~70	70~75	80~85	50~55	60~65	75~80	克里沃罗格矿区	
分段崩落法	45~90	10~60	6~10	60~65	60~65	75~80	45~50	55~60	70~75	列维哈区	
分段崩落法和分段崩落法	45~90	10~60	6~10	55~60	60~65	75~80	40~45	50~55	70~75	红色近卫军矿山	
分段崩落法和分段崩落法	45~90	10~60	2~5	45~50	55~60	65~70	35~40	45~50	60~65	召泽尔卡, 新列维矿山	

2.3 全苏矿山测量研究所推荐的岩移参数确定方法

全苏矿山测量研究所根据苏联各矿山的观测资料和相关科研成果, 1974年制定出《岩移参数的确定方法》, 并获得了苏联有色冶金部的批准, 作为苏联有色矿山确定移动角的规范性文件。按矿体结构特点分为两类: I——层状岩体: 矿床层理结构明显, 弱面分布有规律且与层面一致, 在层理和片理接触面上, 岩移先是以弯曲的形式发生, 岩移与 f 值和矿体倾角的关系有明显地规律性。II——非层状岩体: 其移动过程剧烈、往往以塌陷形式出现、岩体移动角较陡, 与 f 值和矿体倾角的关系不明显。该法在矿床分类和岩移分类的基础上提出的经验公式比较简便适用, 尤其对构造简单岩层单一的矿床使用更为方便, 详见表2-2-10。而表2-2-11载于苏联1983年采矿手册, 两表可对比选用。

此外, 对走向急倾斜矿体的下盘岩移特征也进行了专题研究、所提出的原则和方法见表2-2-12。

地表充分采动下的岩体移动角

表 2-2-10

型 别	类 别	分 组	矿体倾角 (°)	移 动 角 (°)			
				δ (走向)	β (自开采下界划)	γ (自开采上界划)	β_1 (下盘)
I 层 状 岩 体	$f < 5$	1	0~45	δ_p	β_p	δ_p	—
		2	46~75	δ_p	β_p	—	45
		3	76~90	δ_p	$\beta_p + 5^*$	—	45
	$f = 5 \sim 8$	1	0~45	δ_p	β_p	δ_p	—
		2	46~60	δ_p	β_p	δ_p^{**}	α^{***}
		3	61~75	δ_p	β_p	—	60
		4	76~90	δ_p	$\beta_p + 5^*$	—	$\beta_p + 5$
	$f > 8$	1	0~45	δ_p	β_p	δ_p	—
		2	46~60	δ_p	β_p	δ_p^{**}	α^{***}
		3	61~75	δ_p	β_p	—	α^{***}
		4	76~90	δ_p	$\beta_p + 5^*$	—	$\beta_p + 5$
II 非 层 状 岩 体	$f \geq 8$	1	0~30	70	70	70	—
		2	31~50	70	65	65	—
		3	51~75	70	65	—	α^{***}
		4	76~90	70	65	—	65

注：1. 移动角 δ_p 和 β_p 按下式计算：

$$\delta_p = 55^\circ + 1.5f$$

$$\beta_p = \delta_p - (0.30 + 0.01f)\alpha$$

式中当 $f < 5$ 时， $\alpha < 60^\circ$ $f > 5$ 时 $\alpha < 65^\circ$

2. 带星号的移动角值考虑了如下情况

* 如顶盘岩石的坚固性系数比下盘小时， $\beta = \beta_p$ ；** 当开采上限 $H_1 < 15m$ 时，应采用 β_1 角，式中 m 为矿体厚度；*** 当矿体下盘存在软岩层时($f < 8$)，沿软、硬岩石的接触面最易发生移地，此时 $\beta_1 = \alpha$ ，此处，硬岩层到矿层的法线距小于 $0.1H$ ； H —由开采下界算起的开采深度。在第2类，第3组中，岩移的危险区应当用构造移动角 $\beta_1 = \alpha$ 检验，并采用二个数值中的较大值。

地表充分采动的岩体移动角

表 2-2-11

岩体 类型	普氏系数	矿体倾角(°)	移 动 角 (°)			
			β	γ	β_1	δ
层 状 矿 体	$f < 5$	0~30	55~45	55	—	55
		31~45	45~40	55	—	55
		46~60	40	—	$(\alpha_n - 5)^\circ$ ①	55
		61~80	40~45	—	50	55
		81~90	45~50	—	50	55
	$f > 5$	0~30	60~50	δ	—	$55 + 1.5f$
		31~45	50~45	δ	—	$55 + 1.5f$
		46~60	45~40	—	α_n	$55 + 1.5f$
		61~80	40	—	α_n ②	$55 + 1.5f$
		81~90	40~50	—	60③	$55 + 1.5f$

续表

岩体类型	普氏系数	岩体倾角(°)	移动角(°)			
			β	γ	β_1	δ
非层状矿体	$5 < f < 10$	0~30	65	65	—	70
		31~50	60	65	—	70
		51~80	65	—	α	70
		81~90	65	—	65	70

 ① 不大于 50° , α_n 为岩层倾角;

 ② 不大于 65° ;

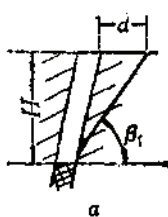
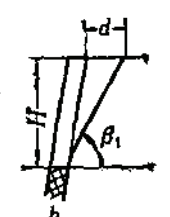
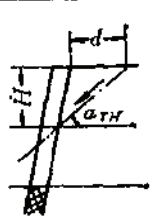
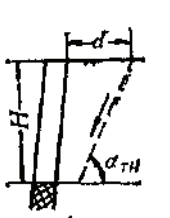
 ③ 当 $\alpha_n > 80^\circ$ 时 $\beta_1 = \beta$ 。

确定下盘岩石移动参数的基本方法

表 2-2-12

类别	矿床地质条件	岩移参数	下盘岩体移动方式
1	2	3	4
1	层状结构、矿体与下盘岩石成整合连接 $f_1 < 8$ $\alpha < 70^\circ$	如 $H < 350$ m时, $d_1 = H_1(\cot \beta_1 - \cot \alpha)$ $\omega = \alpha - 45^\circ + \frac{\rho}{2}$ $\beta_1 = 35^\circ + 3.4f_1 = \alpha$ 如 $H > 350$ m时, $d_1 = \frac{K_1 K_2 + \sqrt{H}}{\sin \alpha}$ 当 $f_1 = (3 \sim 5) \sim (6 \sim 8)$ 时 $K_1 = (30 \sim 50) \sim (60 \sim 100)$ $K_2 = (1.0 \sim 0.8) \sim (0.7 \sim 0.5)$	
2	层状结构、整合层 f_1 为任意值 $\alpha > 70^\circ$	$d = H(\cot \beta_1 - \cot \alpha)$ 当 $f_1 < 8$ 时, $\beta_1 = 35^\circ + 3.4f_1$ 当 $f_1 > 8$ 时, β_1 按表(2-2-10)选择	
3	层状结构, 非整合层 $\alpha_n > \rho_n$ a) 软岩石被回采空间切断 b) 接触面和坚硬岩石未被采空区切断, 但在开采影响范围之内	a) $d = H(\cot \alpha_n - \cot \alpha)$ b) $\alpha < 0.15H$ 在以上两种情况下, $\alpha_n > 35^\circ + 3.4f_1 < \alpha$	

续表

类别	矿床地质条件	岩移参数	下盘岩体移动方式
1	2	3	4
4	a) 层状结构、非整合层 $\alpha_n < \rho_k$ b) 非层状结构	$d = H(\cot \beta_1 - \cot \alpha)$ 当 $f_1 < 8$ 时, $\beta_1 = \alpha + (50^\circ - \alpha) \cdot \left(\frac{8 - f_1}{6} \right)$ 当 $f_1 > 8$ 时, $\beta_1 = \alpha < 75^\circ$	 
5	层状和非层状结构 a) 构造断裂被采空区切断; b) 构造断裂未被采空区切断,但在开采影响范围之内	$d = H(\cot \alpha_{TH} - \cot \alpha)$ $b) d = H(\cot \alpha_{TH} - \cot \alpha) + a$ 当 $f_1 < 5$ 时, $a = 0.15H$ $f > 5$ 时, $a = 0.1H$	 

α_n —岩层倾角,度; α_{TH} —构造断裂的倾角,°; ρ_k —与岩石接触面上的摩擦角,°; ρ —底板岩石的内摩擦角,°;
 ω —底板岩石的剪切角; d, d_1, d_2 —与开采深度 H, H_1, H_2 相对应的地面岩移危险区的宽度,°; f_1 和 f_2 —下盘和上盘岩石的普氏硬度系数; a —回采工作在底盘的影响宽度 m 。

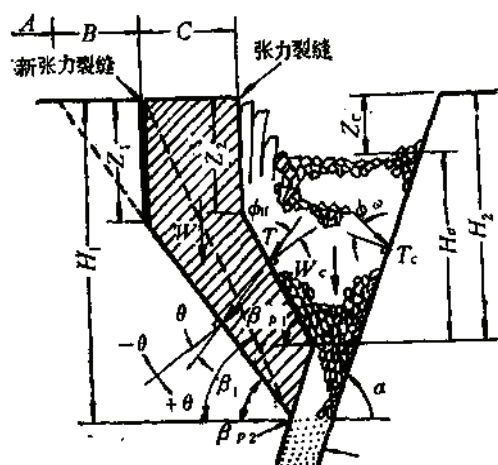


图 2-2-3 渐进式塌陷理论分析模型

A—稳定区,若 H_1 为最终开采深度,则适于布设永久性构筑物; B—部分稳定区,不适于对微小移动有敏感性的构筑物; C—不稳定区,禁止通行

2.4 用极限平衡法计算 渐进式塌陷

2.4.1 分析模型

霍克 (E. HOCK) 根据极限平衡理论所提出的分析渐进式塌陷的理论模型如图 2-2-3 所示。该法适用于用崩落法开采倾斜厚大矿体时,特别是露天转地下开采沿边坡塌陷的情况。

当向下作用在断裂面上的由楔形块重量、塌落覆盖岩的重量以及张力裂缝中水压而形成的力的合成超过滑动面上由抗剪力而产生的阻力时,岩体将产生断裂。用这种方法可确定不同开采深度所形成的断裂面的角度 β_{p2} (即移动角 β) 及岩体的裂缝角 β_1 (即陷落角)。

做为一种方法可与类比法同时试用、其计算公式从略。

2.4.2 利用曲线图计算渐进式塌陷

渐进式塌陷过程也可以利用曲线图2-2-4和图2-2-5进行计算。曲线图中 β_{p2} 为错动面的倾斜角(即移动角), β_1 为陷落角, ϕ 为上盘岩体的内摩擦角, γ 为上盘岩体的体重, C 为上盘岩体的内聚力, H_c 为塌落岩石的覆盖深度, H 为开采深度, β_{p2} 包含在横坐标轴的角度函数 $\beta_{p2}-\phi$ 里, 陷落角 β_1 包含在横坐标轴的角度函数 $\beta_1-\phi$ 里。比值 H_c/H 反映了覆盖深度对岩体移动的重要影响。当不考虑覆盖材料的影响时(最不利的条件下)即 $H_c/H=0$; 当覆盖材料充满塌陷坑时即 $H_c/H=1$ 。

若岩体体重 $\gamma=2650\text{kg/m}^3$, $\phi=40^\circ$, $C=20000\text{kg/m}^2$ 时, 相应于开采深度 H 为300m、400m、500m的开采深度函数 $\frac{\gamma H}{C}$ 分别为40、53和67, 则可从图2-2-4和图2-2-5中分别找到对应于 $\frac{H_c}{H}=0$ 、 $\frac{1}{2}$ 、及 $\frac{3}{4}$ 的角度函数值 $\beta_{p2}-\phi$ 和 $\beta_1-\phi$ 继而求得不同开采深度下的 β_{p2} 和 β_1 , 其结算结果见表2-2-13,

北京有色冶金设计研究总院编有渐进式塌陷的计算程序, 该程序主要依据霍克的极限平衡理论和公式而编的。利用该程序可计算不同开采深度下的岩体次生断裂面的倾斜角 β_{p2} (移动角)及岩体的整体裂缝角 β_1 (即陷落角)。

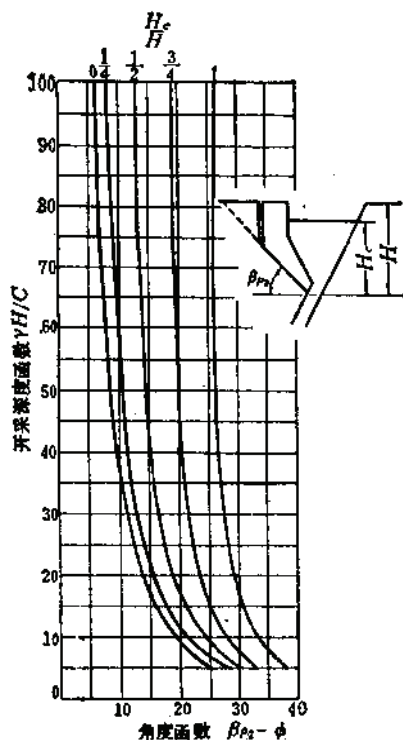


图 2-2-4 移动角曲线图

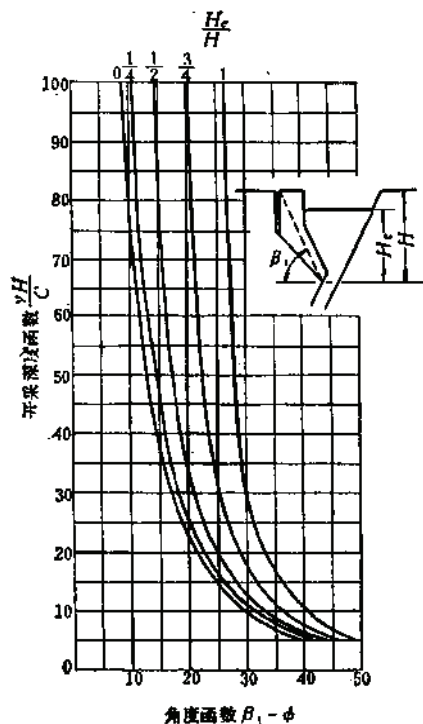


图 2-2-5 陷落角曲线图

不同开采深度、不同塌陷坑充填程度时移动角、陷落角

表 2-2-13

开采深度 (m)	移动角 β_{p1} (°)			陷落角 β_1 (°)		
	$\frac{H_c}{H} = 0$	$\frac{H_c}{H} = \frac{1}{2}$	$\frac{H_c}{H} = \frac{3}{4}$	$\frac{H_c}{H} = 0$	$\frac{H_c}{H} = \frac{1}{2}$	$\frac{H_c}{H} = \frac{3}{4}$
300	50.5	55.0	61.0	54.0	58.5	63.5
400	48.5	54.0	60.0	52.5	57.5	62.5
500	47.5	53.0	59.0	51.0	56.0	61.5

2.5 地表建筑物和构筑物的保护及开采移动范围的圈定

2.5.1 建筑物和构筑物的保护

(1) 需要保护的矿山建筑物和构筑物按其用途和引起变形的后果分为三个等级, 见表2-2-14。

地表建筑物的保护等级

表 2-2-14

保护的主 要目的	保 护 级 别		
	I	II	III
防止发生大量劳动者的伤亡	立井井筒、井架、提升设备, 跨度大于20m的桥梁的桥台, 大河河床、水库, 附有泄水设备的堤堰, 11万伏及以上的高压输电线路	没有机械提升设备的通风井筒、斜井井筒、铁路干线的路基、中心车站的建筑物、跨度小于20m的桥梁的桥台, 地方性的地下瓦斯管道	最主要的水道工程、天然水池, 人造水池河床, 经常流水的山谷、斜通风井筒和辅助井筒、公用的地方铁路
防止正常生产遭受严重的破坏	炼铁炉、马丁炉、铸铁车间, 玻璃工厂的主要机组部分, 炼焦化学工作, 洗煤厂、环状的地区发电厂与变电所, 供应工业、企业用水的人造水池, 炼焦炉并附有副产品的收集设备者, 动力厂的锅炉房	地区的主要管道、水泵站、漆水站, 砖砌烟囱及钢筋混凝土烟囱, 地方性的发电厂与变电所冷却塔, 大型的机械厂, 压力水柜, 水塔, 铁路机车库、火车站房及转辙器, 中央控制站, 锅炉房, 炼焦炉但未附有副产收集设备者, 矿山通风机房空气压缩机房, 石油管道	架空索道的转弯支架及站台, 没有机器装备的地下硐室, 矿用蒸汽机车及电机车的车库、矿山中型机械厂
防止物质遭受严重的损失	特别重要的民用建筑物, 大的具有全国意义的或精巧的建筑物, 五层以上的公用房屋与住宅	3~4层的砖砌住房和公用房屋、医院与学校(均不论是几层的建筑)	大批的、在带状基础上砌墙所建筑的一层和公用的1~2层的房屋, 但医院和学校不在此限

注: 此表摘自《地面建筑物及主要井巷保护暂行规程》, 中国工业出版社, 1965年9月。

(2) 应将新建矿山的各类建筑物、构筑物布置在最终移动区之外。建筑物、构筑物的保护带宽度对 I 级取20米, 对 II 级取15米, 对 III 级取10米。考虑到下列原因即用类比法确定移动角的误差、钻探后圈定矿体位置的误差、矿体空间形态的变化及深部矿体控制程度差等原因, 在上述保护带基础上增加5°左右的误差值。

(3) 由于技术上和经济上的原因, 矿山地面建筑物或构筑物必须布置在移动区内时, 应留设保护矿柱、保护矿柱以内的矿体不予开采, 或留待末期进行特殊开采。

(4) 对于改建矿山, 由于继续开采而影响原有地面建筑物、构筑物的正常使用与安全时, 一般情况下应予以拆迁, 否则应按“三下”开采对待。

某矿山急倾斜矿体下盘竖井及卷扬机房保护矿柱见图2-2-6。

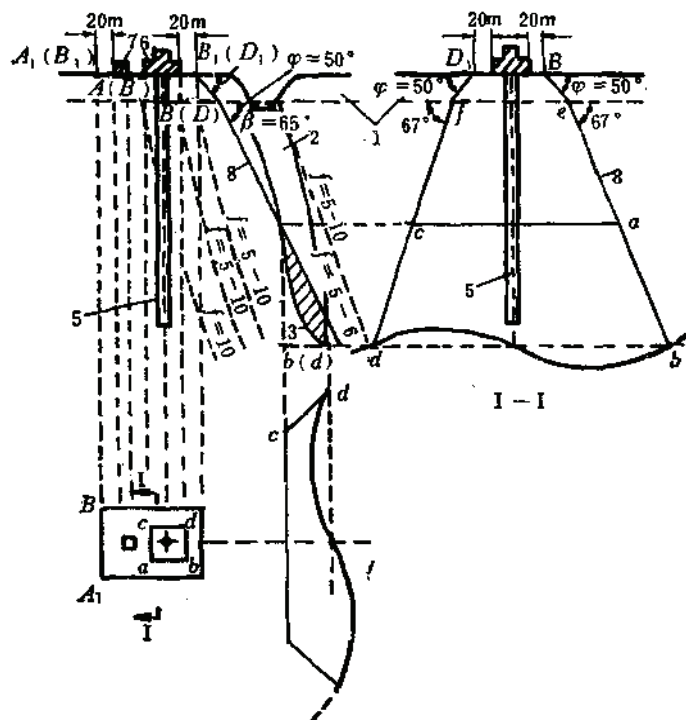


图 2-2-6 下盘竖井及卷扬机房保护矿柱

1—表土; 2—矿体已开采部分; 3—矿体未采部分; 4—保护面积; 5—竖井; 6—有矿仓的井架;
7—卷扬机房; 8—保护矿柱的边界

澳大利亚MOUNT ISA矿在铅锌矿体和铜矿体之间为一中央竖井区, 主、副井及风井等5条井筒集中于此, 虽然采用分层充填法和空场事后充填法, 但为了确保中心竖井区的安全, 仍然留安全矿(岩)柱。对主要井筒如 R_{11} 和 U_{12} 两条全矿主提升井筒, 其保护带宽度取50m; 对次要井筒如风井取30m。而安全矿柱的角度及其外矿体开采的岩移角分别为: 上盘 65° , 下盘 80° ; 走向方向铅锌矿体一侧为 75° ; 铜矿体一侧为 80° 。

2.5.2 开采移动范围的圈定

2.5.2.1 圈定移动范围的一般规定

- (1) 移动区应从开采矿体的最深部划起;
- (2) 对未探清的矿体应根据可能延深的部位划起;
- (3) 当矿体埋藏很深且分期开采时, 需分期划出移动区;
- (4) 当矿体轮廓复杂时, 应从矿体突出部位划起;
- (5) 对已进行工程地质及岩石力学研究的矿山, 应尽可能地进行开采后岩体及地表

苏联矿山保安矿柱移动面倾角资料

表 2-2-15

矿 山 号	被保护的建筑物	围 岩	普氏硬 度系数 f	矿体的 平均倾 斜 (°)	矿 体 厚 度 (m)	采矿 深度 (m)	采矿方法	移动面倾斜角 (°)		
								β	γ	δ
1	竖井井筒和卷扬机	凝灰岩	10~15	50~70	10~12	70	水平分层充填法	80	80	80
2	竖井井筒和卷扬机	辉绿岩	8~10	45~80	10~15	85	水平分层充填法	80	80	80
3	竖井井筒	蛇纹石、滑石片岩	8~10	30~60	7~19	63	水平分层充填法	80	80	80
4	竖井井筒和卷扬机	滑石、绿泥石	8~10	35~88	7~10	100	水平分层充填法	80	80	80
5	竖井井筒和卷扬机	辉绿岩	8~10	35~80	5~22	85	水平分层充填法	80	80	80
6	竖井井筒和卷扬机	凝灰岩	8~10	35	22以内	80	水平分层充填法	80	80	80
7	竖井井筒、井架和卷扬机	绿泥石、片岩	4~5	65~85	3~15	112	水平分层充填法占75%，留矿法占25%	80	80	75
8	地面建筑物	绿泥石、片岩	4~6	55~80	8~12	112	水平分层充填法	70	80	75
9	竖井井筒、井架和卷扬机	绿泥石、片岩	4~6	35	15~23	65	水平分层充填法	75	75	75
10	竖井井筒、井架和卷扬机	滑石碳酸岩类，岩石深度在50m以内为风化的，以下未风化的	50m以内3~6，50~70m以内8~10，112m以内10~25	55~85	7~12	112	水平分层充填法	75	75	75
11	竖井井筒、卷扬机、空气压缩机室	在20~80米的深度内为绿泥石片岩，在80~90米的深度内为辉绿岩	48m以内6~10，48~98m 10~15	45~85	9~12	98	水平分层充填法	80	80	80
12	竖井井筒、井架和卷扬机	凝灰岩	50m以内为6~8，50~80m为8~10	55~85	9~12	50	水平分层充填法	75	75	75
13	竖井井筒和卷扬机	深度由4~50米为凝灰岩，深度由50~105m为辉绿岩	50m内为3~6，50~105m为10~15	60~80	10~12	105	水平分层充填法	65	70	75
14	竖井井筒	花岗岩，接触带中有黄玉	15~20	65~90	2以内	185	在安全矿柱的边界旁用横撑支柱法，侧翼用留矿法及支柱充填的上向梯段式采矿法	75	85	85
15	井筒和井架	花岗岩，接触带中有黄玉	10~15	75~80	0.3~0.4		同 上	85	85	85
16	竖井井筒和卷扬机建筑物	石英闪长岩	10m以内为冲积层，10~50m为3~10，更深为15~20	70	20以内	230	支柱而不充填的上向梯段式采矿法	75	75	75

续表

矿山号	被保护的建筑物	围岩	普氏硬度系数 f	矿体的平均倾角 (°)	矿体厚度 (m)	采矿深度 (m)	采矿方法	移动面倾斜角 (°)		
								β	γ	δ
17	竖井井筒	闪长岩	15~20	30~60	1.5~4	210	不充填的斜楔撑支柱水平分层法	75	85	75
18	斜井	变化和分片的石英钠长斑岩	8	50~70	7	83	不完全方框式水平分层充填法	60	60	60
19	炼金厂	英岗岩, 砾岩, 片岩	15	70~80	0.5~5	130	102 m 水平以上用水平分层支柱法, 以下用不充填但留顶柱的留矿法	75	75	75
20	竖井井筒和卷扬机建筑物	角岩, 辉绿岩	8~10	40~86	1 以内	135	在紧靠安全矿柱处用上向梯段法, 采空区用岩石随后充填	80	80	80
21	竖井井筒和卷扬机建筑物	粘土, 含破片岩	8~15	65~85	2 以内	158	用随后充填的倾斜分层采矿法	75	80	80
22	竖井井筒、卷扬机建筑物和空气压缩机室	千枚岩质的粘板岩	3~8	50~85	35 以内	100	用留矿法 (随后充填), 房间矿柱现在不回采	70	85	80
23	天井	千枚岩质的粘板岩	6~10	80~85	45 以内	130	用留矿法 (随后充填), 水平分层充填法	70	85	85
24	盲井、带有天轮的卷扬机室	千枚岩化的粘土片岩	6~12	70~80	12 以内	65	支柱向上梯段法和水平分层充填法	70	75	75
25	竖井井筒和空气压缩机室	花岗闪长岩	15~20	40~50	1~1.5	220	在 20 m 水平以内用水平分层支柱法, 以下用留矿法和横撑支柱上向梯段法, 采空区的 50~60% 充填	80	85	85
26	竖井井筒和学校的双层楼房	绿泥石, 绢云母片岩	8~15	70	2 以内	40	横撑支柱和分支柱的上向梯段法	对于竖井的保安矿柱 75 对于学校的保安矿柱 80	80 80	85 80
27	竖井井筒	花岗闪长岩, 闪长岩和石花闪长岩	15~20	76	1	330	上向梯段法和留矿法	75	80	88
28	竖井井筒	花岗闪长岩	15~20	85	1	235	上向梯段法和留矿法	80	80	80
29	竖井井筒	花岗岩和闪长斑岩	15~20	60~90	1	80	不充填的留矿法	80	80	80
30	竖井井筒	花岗岩和闪长斑岩	15~20	60~90	1	115	留矿法和部分上向梯段法 (带横撑支柱而不充填)	75	75	75

稳定性的评价, 分别用数值分析法 (包括有限元或边界元分析) 和类比的方法确定地表及岩体移动范围;

(6) 对未进行任何岩石力学研究的矿山, 可参考同类矿山的观测资料确定其地表移动范围。

(7) 所圈定的移动区应分别标在总平面图、开拓系统平面图、剖面图以及各阶段平面图上。

2.5.2.2 移动范围的圈定方法

直接在地表地形图上圈定地表移动区的方法如下:

(1) 利用地质剖面图确定影响地表移动的矿体最深部位 (或突出点) 的标高及平面位置, 见图2-2-7;

(2) 分别将这些影响地表移动范围最深远或最突出点的平面位置投到地形图上并注明其标高, 见图2-2-9;

(3) 制作“ $H \cdot \cot \gamma$ ”、“ $H \cdot \cot \beta$ ”、“ $H \cdot \cot \delta$ ”量尺。 H 是 高 程, γ 、 β 、 δ 分别为矿体下盘、上盘和侧翼的移动角。 H 的变化范围应从矿体最深处标高到矿区地形最高的标高 (在海平面以下时, 标以负号), 见图2-2-8。

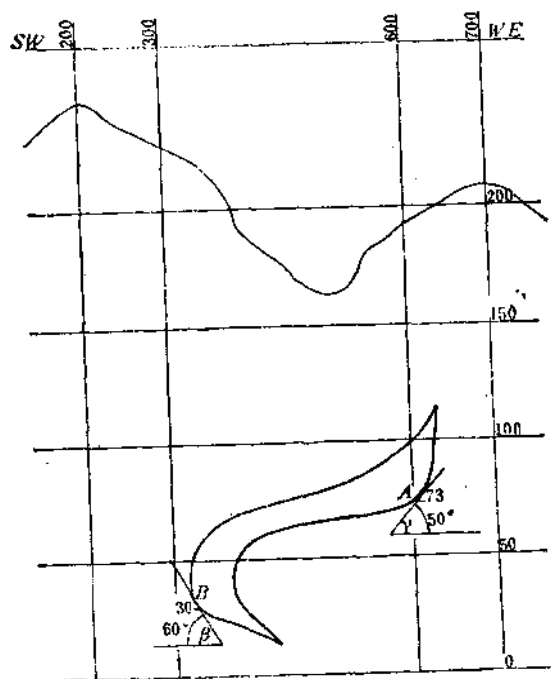


图 2-2-7 由矿体最深和突出部位圈定移动区

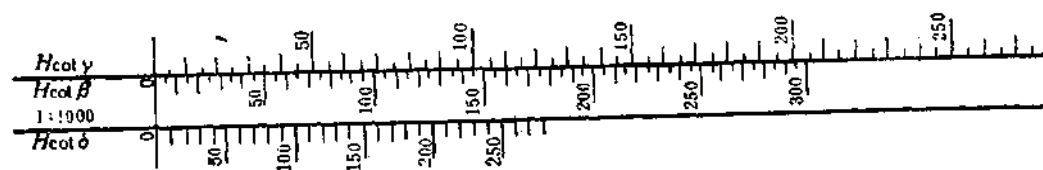


图 2-2-8 特制的量尺

以上三步所用的比例尺必须相同。

(4) 分别用《 $H \cdot \cot \gamma$ 》、《 $H \cdot \cot \beta$ 》、《 $H \cdot \cot \delta$ 》量尺在地形图上绘制移动区。例如绘制上盘移动区, 将《 $H \cdot \cot \beta$ 》移至上盘矿体在地形图上的各投影点上, 将尺上的标高与点上的标高对齐, 以点为中心旋转量尺, 尺上标高与地形线相同标高相重合的点即为矿体被开采至该点时的地表移动位置。将所求得各点连成一闭合曲线, 即为所要获得的地表移动区。

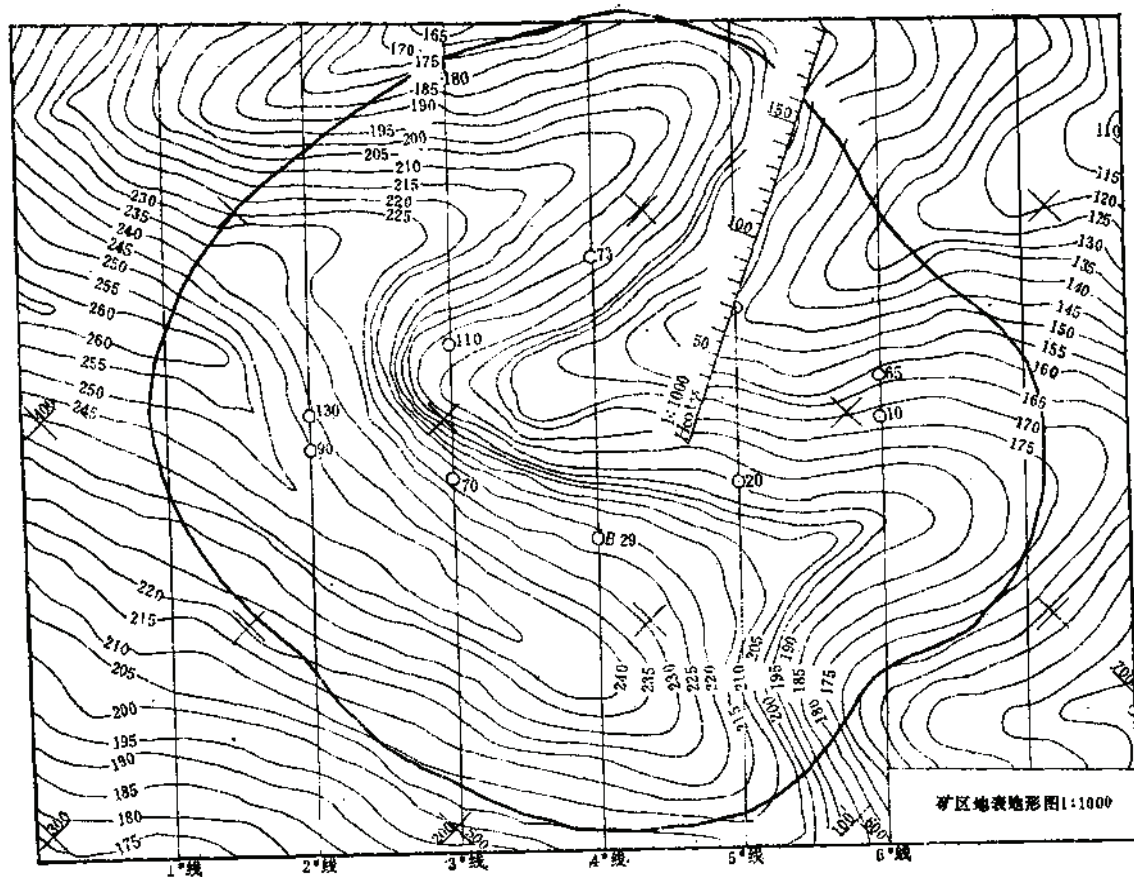


图 2-2-9 利用量尺圈定地表移动区

2.6 地表保护及“三下”开采

“三下”开采系指地表水体、建筑物、构筑物及铁路下进行矿体开采而言。我国煤矿根据煤层开采后形成冒落带、裂隙带和沉降带三带的理论认为, 上覆的页岩、砂页岩、砂岩等沉积岩将形成一均匀的沉降, 直至地表形成缓慢下降沉陷盆地, 并以开采深度和煤层厚度之比值作为一个重要的指标。因此大量的煤矿“三下”开采实例(见表2-2-26)仍采用陷落法开采。金属矿山大部分矿岩赋存条件与煤矿不同, 岩性不均质, 构造多, 因此不能简单引用煤矿的理论和方法。国内外金属及非金属矿山保护地表的唯一行之有效的措施, 就是采用充填法甚至胶结充填法。采用充填法可防止围岩崩落, 减缓岩移。在这一前提下, 吸

取煤矿“三下”开采的可行经验则是有益的。

2.6.1 水体下采矿

2.6.1.1 一般原则和主要技术措施

矿体上方的水体可分以下三种：

- (1) 地表水体，如江、河、海、水库、灌渠、稻田、积水坑等；
- (2) 第四纪、第三纪松散含水层水体，如含水砂层、砂砾层和砾石层等；
- (3) 基岩含水层水体，如砂岩、石灰岩含水层等；

水体下开采所形成的冒落带和裂隙带中的连通部分称为导水裂隙带。对于倾斜和急倾斜矿体导水裂隙带的高度以采空区上部边界以上的垂高来表示，而对于缓倾斜矿体则用矿体顶盘法线方向的高度表示。在水体下采煤时，必须保证开采后所形成的导水裂隙带不会波及到水体或不破坏水体下的隔水层，以防体的水流入或溃入矿井。

水体下采煤的主要技术措施有如下几方面亦可作为条件相似的非煤矿山设计参考。

1. 留设防水矿(岩)柱

留设防水矿(岩)柱(水体到采空区上边界或矿体顶板之间的矿柱或岩柱)的最小尺寸应满足下列条件：

$$H \geq H_1 + H_2 + h \quad (2-2-4)$$

式中 H_1 ——保护层厚度，m；

H_2 ——导水裂隙带高度，m，可参照表2-2-18中的经验公式选取；

h ——采动引起的地表裂隙深度。

保护层厚度 H_1 可根据下述二类情况选取：

- (1) 松散层底部有一定厚度的粘性土层时，允许导水裂隙带接触松散层底面，此时保护层厚度 H_1 按表2-2-16选取。

松散层底部有粘性土层时保护层尺寸

表 2-2-16

覆岩性质	矿体倾角		
	$0^\circ \sim 54^\circ$	$55^\circ \sim 70^\circ$	$71^\circ \sim 90^\circ$
风化软弱	$H_1 = 2 \frac{m}{\pi}$		
软弱	$H_1 = 2 \frac{m}{\pi}$	5	7
中硬	$H_1 = 3 \frac{m}{\pi}$	10	12
坚硬	$H_1 = 4 \frac{m}{\pi}$	15	17

m ——法向累计采厚，米； π ——回采分层数

- (2) 松散层底部粘性土层很薄(小于采厚的1倍)，或整个松散层为厚度很薄的粘性土层时，此时，导水裂隙带离松散层底面或水体底面应有一定距离，保护层厚度 H_1 按表2-2-17选取。

仅在基岩出露地表或第四纪、第三纪松散层为较少的粘土层时，才考虑此值。一般可

取5~20米,缓倾斜软岩取小值,急倾斜硬岩取大值。

导水裂隙带 H_2 可参照表2-2-18中经验公式选取。

松散层底部粘性土层厚度很薄时保护层尺寸

表 2-2-17

覆岩性质	0°~54°			55°~70°			71°~90°		
	薄粘性土层	无粘性土层	全部为粘性土层	薄粘性土层	无粘性土层	全部为粘性土层	薄粘性土层	无粘性土层	全部为粘性土层
风化软弱	$H_1 = 2 \frac{m}{n}$	$H_1 = 4 \frac{m}{n}$	$H_1 = 3 \frac{m}{n}$						
软弱	$H_1 = 3 \frac{m}{n}$	$H_1 = 5 \frac{m}{n}$	$H_1 = 4 \frac{m}{n}$	10	12	8	12	14	10
中硬	$H_1 = 4 \frac{m}{n}$	$H_1 = 6 \frac{m}{n}$	$H_1 = 5 \frac{m}{n}$	15	17	13	17	19	15
坚硬	$H_1 = 5 \frac{m}{n}$	$H_1 = 7 \frac{m}{n}$	$H_1 = 6 \frac{m}{n}$	20	22	18	22	24	20

导水裂隙带高度(m)

表 2-2-18

覆岩性质	水平、缓倾斜及中倾斜厚煤层大面积开采	急倾斜煤层大面积开采
隔水性不好的坚硬覆岩	$\frac{100m}{1.2M+2.0} \pm 8.9$ 或 $\frac{100m}{2.4n+2.1} \pm 11.2$	$\frac{100mh}{4.1h+133} \pm 8.4$
隔水性较好的中硬覆岩	$\frac{100m}{1.6M+3.6} \pm 5.6$ 或 $\frac{100m}{3.3n+3.8} \pm 5.1$	$\frac{100mh}{7.5h+293} \pm 7.3$
隔水性较好的软弱覆岩	$\frac{100m}{3.1M+5.0} \pm 4.0$ 或 $\frac{100m}{5.0n+5.2} \pm 3.5$	
隔水性很好的风化软弱覆岩	$\frac{100m}{5.0M+8.0} \pm 3.0$ 或 $\frac{100m}{7.0n+7.5} \pm 4.0$	

说明:表中 m —法向采厚,米; n —分层数;

h —累计采高或回采阶段垂高,米;

± 8.90 —计算误差范围。

当采用非胶结的充填法开采时,直接顶板有可能只产生部分断裂,但不形成冒落。因此, H_2 的值很小。

当用房柱法开采时, H_2 取决于所留矿柱的尺寸,采、留比例及空区充填与否。若留设的矿柱足以支撑上覆岩层,则 H_2 的值很小,反之,几乎和崩落法时的情况一样。

2. 选择合适的开采顺序和采矿方法

尽量使地表或岩层的移动均匀、缓慢,尽可能降低导水裂隙带的高度,一般情况下,应采用充填法或者用充填料即时处理采空区。

3. 疏降水体

当矿体的上下盘为强含水层或开采上限接近补给来源充足的含水层时,一般应先疏后采;若上下盘为弱含水层时,可边采边疏。

4. 处理水体补给来源

可以修建地面防水设施,必要时进行帷幕注浆堵水。

2.6.1.2 水体下采矿实例

1. 锡矿山矿开采河床矿柱的经验

1) 河床保安矿柱的开采条件

为保护地表河床(河流为季节性的,平均流量为 $0.05 \sim 0.12 \text{ m}^3/\text{s}$),保留了大量河床保安矿柱,仅6~11中段其储量就达143万吨。河床矿体厚度为4~25m(平均12m),倾角 15° ,矿体为坚硬稳固的砂化灰岩($f=12 \sim 20$),顶板有0.5m厚的页岩软弱层,其上为微砂化的灰岩($f=12 \sim 16$)和90多米厚的长龙界页岩($f=4 \sim 16$),底板为灰岩。其力学性质见表2-2-19。河床矿柱又处于中、西崩落区的分界带,起到了隔离矿柱的作用。矿区断层构造发育,完整性较差。

河床矿区岩体力学性质

表 2-2-19

岩石名称	抗压强度 (MPa)	抗拉强度 (MPa)	弹性模量 (MPa $\times 10^4$)	波松比
长龙界页岩	47~52	1.3	1.6	0.13
顶板灰岩	134~153	3.3	6.6	0.26
砂化灰岩	148~224	7.6	5.7	0.11
底板灰岩	110~137	4.1	7.5	0.27

2) 采用的采矿方法

河床矿柱采用两步骤回采的充填法,构成要素见表2-2-20。第一步骤采用胶结充填,第二步骤采用尾砂充填。当矿体厚度 $\leq 10\text{m}$ 采用整层回采,大于10m采用分层回采,胶结充填材料配比及强度见表2-2-21。实际充填混凝土单轴抗压强度只有2.4~3.9MPa,第二步骤采用-37 μ 不超过20%的全尾砂。

采场构成要素

表 2-2-20

构成要素	阶段高	倾斜长	采场宽度		采场高度
			第一步骤	第二步骤	
尺寸(m)	18	50~60	8	10	6~18

不同水灰比混凝土试件强度

表 2-2-21

编号	混凝土材料配比(重量比)				水泥强度 (MPa)	养护天
	水	泥	尾砂	碎石		
一组	1	3	6	1.18	10	28
二组	1	3	6	1.50	6.5	28
三组	1	3	6	2.00	5.1	28

3) 观测的岩移结果

八、九两阶段(走向长120m,斜长110m)的24个矿块回采后观测的结果:

(1) 原岩最大主应力方向近似垂直岩层, $\sigma_1=15.5\text{MPa}$ 、 $\sigma_2=11.8\text{MPa}$ 、 $\sigma_3=8.2\text{MPa}$ 。

(2) 回采过程中胶结充填体应力及应变见表2-2-22。

胶结充填体应力及应变值

表 2-2-22

项、目	应 力 值 (MPa)			应 变 值 $\epsilon \times 10^{-4}$		
	$\sigma_{\min}$	$\sigma_{\max}$	应力集中系数 $\sigma_{\max}/\sigma_{\min}$	$\epsilon_{\min}$	$\epsilon_{\max}$	$\epsilon_{\max}/\epsilon_{\min}$
数 值	0.34~1.92	0.65~6.4	3~5	40	200	5

(3) 河床地表移动特征见表2-2-23。

河床地表移动特征

表 2-2-23

观 测 日 期	地表最大下沉值 (mm)	河床地表移动盆地面积 (万 m^2)	河床地表盆地扩展速度 ($\text{万 m}^2/\text{月}$)	最大下沉速度 (mm/月)
1979.7.13	12	1.88		
1980.5.31	31	4.52	0.25	
1980.8.25	31	4.82	0.1	2.0

对地表最终变形预计,其下沉系数为0.03,变形值不超过国家规定的三级地表建筑的允许值,见表2-2-24。

河床地表移动的变形值

表 2-2-24

建 筑 物 级 别	倾斜率 $T(\text{mm/m})$	曲率 $K(10^{-3}/\text{m})$	伸张 $e(\text{mm/m})$
I	4	0.2	2
II	6	0.4	4
III	8	0.6	6
预计变形值	上山方向	7.15	0.21
	下山方向	5.25	0.11
			3.1
			2.3

2. 国内外河流下采矿实例

国内外河流下采矿的部分矿山实例见表2-2-25及表2-2-26。

2.6.2 建筑物下采矿

2.6.2.1 建筑物破坏等级

我国目前对建筑物破坏等级的划分尚无统一规定,国内有关的几个煤炭矿务局各有自己的划分标准。唐山煤研所根据枣庄和峰峰等矿区的实测资料总结的建筑物破坏等级和地表变形值列于表2-2-27。

表 2-2-25

河流下采矿实例表

编号	矿山名称	国家名称	河流名称	采厚 (m)	矿体倾角 (°)	走向长 (m)	倾向长 (m)	开采深度 (m)	围岩性质	采矿方法	说 明
1	塔什塔勒 尔铁矿	苏联	康多玛 河河宽40 m最大流 水量250 m ³ /s	15~110	70~90	1000	1000	胶结充 填法 600~ 1000	正长岩、玢岩、砂 卡岩和页岩 f=12~16	上部, 抛落法 +140~-490m标高; 阶段矿房, 炉渣碎石 胶结充填	该矿利用公式 $m = \Delta \cdot C \cdot \left(W + \frac{r_0 h_0}{20 E} + \frac{K_0 H_0}{100} \right) m$, 预计充填料在自重和受压后的收 缩, Δ —地表移动系数, 在塔矿 $\Delta = 0.55$, W —顶板和充填料间空隙等于0.1米, h_0 —充 填料总高度, m , E —胶结充填体弹性模数; K_0 —充填料压缩系数, 每延深100m增大1%; H_0 —距地表深度, $C = \frac{M}{2H_0 \cot \beta}$, M —矿 体厚
2	KIENA	加	湖水	30~40	35~60	100~200			围岩为灰岩 $\sigma = 50 \sim$ 100MPa 节理裂隙发育	矿房采用水平分层 胶结充填法, 矿柱采 用VCR法	矿体位于湖底下, 三面环水, 距湖最近约 93m, 湖底有细泥层厚22m。由于下盘围岩 裂隙发育, 地下涌水量大, 靠近湖底矿体开 采顺序由上盘往下盘回采, 远离湖底矿体由 下盘向上盘回采
3	播原碱化 铁矿	日	吉井河 河两岸有 大量住宅 和水田	60 块状矿体	<30	500	500	主矿体 370	坚硬的辉绿岩和粘 板岩 没有明显断层	分两阶段开采: 一步骤(50%): 北 部分段法事后碎石胶 结, 南部碎石胶结下 向充填二步骤(接近 50%): 南、北两部都 用分段法胶结充填。 部分区段留有少量矿 柱, 永不回采	1. 从一期到二期的初期, 矿柱和顶板岩石 主要发生弹性变形; 2. 二期回采期间, 顶板岩石破坏极少, 但 变形很大而且复杂, 这种变形主要是顶板的 松动和弹性变形; 3. 在二期开采达87%时的程度时, 未采矿 柱中及其附近岩体中的应力集中系数达2~3 倍
4	内之谷 铜、金、银 铁矿	日	车荒川 河	西矿体平 均19米, 东 矿体平均16 米。二者最 厚达70米	缓倾斜 ~倾斜	东400 西350	东300 西400	约300	第四纪层厚100m, 由火山灰砂砾层及凝 灰岩组成, 第三纪层 厚大于200m, 矿体位 于第三纪中, 上盘由凝	下向水平分层, 尾 砂、炉渣水砂充填, 分层高2.5~3m, 胶 结顶板厚500mm	

续表

编号	矿山名称	国家	河流名称	采厚 (m)	矿体倾角 (°)	走向长 (m)	倾向长 (m)	开采深度 (m)	围岩性质	采矿方法	说 明
4									灰岩与流纹岩组成。 下盘由角砾岩和白色 流纹岩组成。		
5	松峰铜、 铅矿	日	河床与 水田	平均 60	缓倾斜	800	700	200	地表为20~40m厚 砂层。以下由200m厚 的泥岩和凝灰岩组成 的不透水层，矿区周 围粘土带丰富	人工胶结假顶，下 向水平分层充填法， 假顶厚0.5~0.7米， 配有钢筋和金属网， 分层厚2.0~3.0米。	
6	铜矿山南 矿	中	飞水岩 河	2米到十 几米不等	10~20	河床区 250	河床区 220	河床区 110~150	自河床而下8~26m 的兔子，凝灰岩，49 米长的长龙界页岩， 38m的余田组页岩。 约90m厚的页岩具有 良好的隔水性	一期： 房柱法事后碎石胶 结充填； 二期： 房柱法事后尾砂水 力充填	1. 河床矿柱区地质构造相当复杂，节理裂隙发育，受四条断层切割，完整性差，河床又处于沿走向中、西两部塌陷区的包围之中 2. 河床下沉是大范围的渐变过程，下沉盆地呈平底形，属充分采动， 3. 河床下沉缓慢、微弱，最大下沉值为31毫米，最大下沉速度为每月2mm， 4. 河床地表盆地边缘未找到可见裂隙，开采范围内也未发生强烈地压活动， 5. 由观测得知，一期矿房回采结束后，顶板岩层形成了一定高度的脱层破坏区，其高度不小于4.4m。当二期矿房全部拉开后，脱层进一步向岩体内都发展，随后地表呈现稍许下沉， 6. 导水裂隙高度约20m。

河流下采煤实例表

表 2-2-26

局 矿 名 称	河流名称	采 厚 (m)	煤层 倾角 (°)	采煤方法及顶 板管理方法	煤岩柱构成 (m)		松散层 全 厚 (m)	采深、 采厚比	涌水变化
					基岩	粘土层			
鸡西城子河矿一井	白石河	1.75(二层)	25	长壁陷落法	72~74	0	2~4	41~42	正 常
阜新清河门矿	清 河	1.0	3~5	单一长壁陷落法	37~47	0	3~6	37~47	淋 水
本溪 本溪矿	太子河	2.6	10~15	单一长壁陷落法	380	0	4~8	146	正 常
北票 冠山二井	小凌河	3.2	38~42	单一长壁陷落法	192	0	15	60	正 常
扎赉诺尔西山矿	木得那耶河	7.1	8~7	一分层, 长壁陷落法	38	16	16	7.6	正 常
				二、三分层, 水砂充填					
舒兰 丰广三井	天合河	1.7	13	单一长壁陷落法	56.8	7	8	38	正 常
辽源 胜利矿	大西河	0.9~1.4	15	刀 柱 法	35	3~5		42	正 常
包头 大磁矿	召沟河	2.5	3~8	单一长壁陷落法	60	0	7.6	24	涌水量0.5t/min
邯郸 郭二庄矿	时令河	1.5~2.5	9~10	单一长壁陷落法	134	0		58~90	正 常
峰峰 通二矿	和村河	5.0	12	单一长壁陷落法	43	7	7	10	正 常
开滦 唐家庄矿	海子河	2.8	15	单一长壁陷落法	60	20	80	50	正 常
铜川 史家河矿	史家河矿	1.6~2.2	8~10	单一长壁陷落法	120	0	0	55~75	局部涌水增加
枣庄 枣庄矿	沙 河	1.1	14	单一长壁陷落法	72	0	0~5	65	涌水量略有增加
枣庄 山家林矿	蟠龙河	6.5	8~12	倾斜分层陷落法	310	9~13	9~13	50	正 常
新汶 良庄矿	小汶河	1.8	18	水砂充填	87.7	0	1~11	21	正 常
淮北 张庄矿	龙支河	4.0	8~12	倾斜分层陷落法	40	30	30	18	正 常
徐州 新河矿	庞黄河	4~5	20~25	倾斜分层陷落法	28~30	15		8~10	正 常
涟邵 牛马司矿	西洋江	2.1	18~30	单一长壁陷落法	176.5	0		84	无 水
台安 柳花岭矿	东沟河	2.0~2.2	5~6	刀 柱	63	0	0~2	28~31	正 常
义马 千秋矿	涧 河	2.0	5~12	单一长壁陷落法	~163	5~7	10~15	81~85	正 常

建筑物保护等级及允许变形值

表 2-2-27

保护 等级	建筑物重要程度	建 筑 物	地 变 最 大 允 许 变 形			
			倾 斜 T (mm/m)	最小曲率半径 R (km)	水平变形 e (mm/m)	$e + \Delta e$ (mm/m)
一	对采动很敏感, 只允许微小变形的地面建筑物	发电厂、冶金厂炼油厂、井架	2.5	20	1.5	2.0
二	对采动较敏感, 允许一定的变形, 但变形后不准修善的建筑物	一般工厂、学校楼房、铁路、车站等	5.0	12	3.0	4.0
三	对采动不敏感, 能经受较大变形, 加强维修即可使用的建筑物	一般房屋、铁路支线等	10.0	6.0	6.0	8.0
四	价值不高的并能经受较大采动影响的建筑物	石房、木房	15.0	4.0	9.0	12.0

2.6.2.2 建筑物下采矿的主要技术措施

技术措施主要有二个：即采取适宜的开采方法，尽量减少地表变形和加固建筑物，提高其强度。

根据我国建筑物下采煤的经验，若采取采矿措施不能完全免除地表变形对建筑物的破坏，或者当采取采矿措施保护地表建筑物在技术上、经济上不合理时，可采用下列几种比较有效的措施：

(1) 当地表建筑物受到Ⅱ级地表变形影响时，对长度过大、平面形状不规则的建筑物设置变形缝；

(2) 当建筑物受到Ⅱ级地表变形影响时，除设置变形缝外还设置钢拉杆，钢筋混凝土圈梁。

(3) 当建筑物受到Ⅳ级地表变形影响时，除上述二措施外，还应采用钢筋混凝土锚固板加强基础；

(4) 设置地表缓冲沟，以吸收地表的一部分压缩变形。

2.6.2.3 建筑物下开采实例

(1) 建筑物下采矿实例见表2-2-28。

(2) 建筑物下采煤实例见表2-2-29。

2.6.3 铁路下采矿

2.6.3.1 安全行车对铁路下采矿的要求

根据《铁路工务规则》，安全行车的基本要求是：

(1) 要防止突然下沉、小面积下沉和塌陷坑；

(2) 要求两轨同时缓慢下沉，两条轨面允许高差为 ± 4 毫米，轨距允许偏差变宽为 $+6\text{mm}$ ，变窄为 -2mm ，方向要目视平直；

(3) 线路允许坡度为：

Ⅰ级铁路，一般地段 $\leq 6\text{‰}$ ，困难地段 $\leq 12\text{‰}$ ；

Ⅱ级铁路 $\leq 12\text{‰}$ ；

Ⅲ级铁路 $\leq 15\text{‰}$ ；

当车站在坡道上时， $\leq 2.5\text{‰}$ 。

2.6.3.2 应采取的主要措施

(1) 对采动影响区内的线路移动和变形进行预计；

(2) 成立专门的养路队伍或加强原有的养路队伍，备足维护材料；

(3) 进行专门的设计，编制作业规程，严格管理，保证地表不出现塌陷坑或呈大面积缓慢下沉。

(4) 设立观测站，配备专业监测人员；

(5) 加宽路基，加强线路上部建筑，加强巡道，按《铁路工务规则》的要求及时维修、及时更换失效及伤损部件。

2.6.3.3 铁路下采矿的实例见表2-2-30和2-2-31。

表 2-2-28 国外建筑物下采矿实例

编号	矿山名称	国家	建筑物名称	采厚 (m)	矿体倾角 (°)	开采深度 (m)	围岩性质	采矿方法	说 明
1	伊里奇铁铜矿	苏联	竖井、工业场地、房屋	2~12	0~80° 北部较缓		上盘为绿泥片岩，碧玉铁质岩，岩石硬度系数分别为3~5、6~8。下盘假象赤铁矿，碧玉铁质岩的 $f = 8 \sim 10$	急倾斜稳定的厚矿体区段，分段平巷嗣后胶结充填；倾斜与缓倾斜矿体：脉外开采的底盘漏斗嗣后胶结充填；围岩与矿体接触的平整区段采用爆力运矿的房柱法嗣后胶结充填	竖井和建筑物保安矿柱共五个，储量约1850万吨，占总储量的65%且随深度地增加而增加。 胶结充填料：水泥、护渣、尾砂胶结，充填体强度 $R_{1,1} = 8 \sim 11 \text{ MPa}$
2	裕加内铜、铅、锌矿，伴有铁、金、银石膏等。	日本	大森河、内河之间的水田、房屋。砂砾层下有米石膏矿。地下水流动。	黑矿在石膏矿之上厚度10米石膏矿厚度10米。		200	50米厚的砂砾冲积层，以下为蛇纹石、灰岩为主的第三纪岩层、层状矿体、矿体与围岩较松软。	1. 尾砂，山砂，海砂胶结入工假顶下向水平分厘充填法 2. 上向水平分厘充填法	
3	Утмы-Скнй	苏联	竖井、工业场地	3~7	70~80°			保安矿柱以内：分段空场一步骤嗣后砾石胶结充填或尾砂胶结充填。二步骤干式或水力充填。 保安矿柱以外：分段空场嗣后砾石充填。	竖井和工业场地保护矿柱储量占60%，胶结充填体强度 $R_{1,1} = 2 \sim 7.6 \text{ MPa}$
4	Матини-Толзай	苏联	机械厂	2a°, 4°, 7~25°, 10°, 10~100°	急倾斜 2a°, 4°, 7°, 200~1010°, 10°, 840~1240°			保安矿柱内：分段法胶结充填 (2a°, 4°, 7°) 和阶段矿房胶结充填 (10°) 保安矿柱外：分段法和阶段强制崩落法	20.6%的矿量在机械厂保安矿柱之内，估量约3130万吨，随深度地增加而增加。按规定机械厂允许变形为：倾斜 $\leq 3 \sim 5 \text{ mm/m}$ ，曲率半径 $\geq 12 \sim 20 \text{ km}$ ，水平变形 $\leq 3 \sim 5 \text{ mm/m}$ 。对于2a°, 4°, 7°矿体当采深达760米时，规定的顶板岩石移动值为矿体厚度的1~3%。对10°矿体采深达1240米时，其顶板岩石的允许移动为矿体厚度的3%。 采空区全部胶结充填后，在矿山压力作用下的顶板岩石移动值不超过允许值。 机械厂及其它建筑物完全得到了保护。 按地表允许变形所确定的充填体强度，当开采中段由+30m到-530m时，由3.5MPa增加到6MPa

表 2-2-29

建筑物下开采煤炭实例

局	建筑物名称	结 构 特 征				开采地质条件				地表变形值				保 护 措 施	采 后 情 况				
		长×宽 (m)	高度 (m)	基础	墙体 或柱	楼 板	屋 盖	地 面	其它	采深 (m)	采厚 (m)	倾角 (°)	顶板管 理方法			下沉 (mm)	倾斜 (mm/m)	速率 (10 ⁻³ /m)	水平 变形 (mm/m)
矿	中22.5× 10.6+ 20.5× 5.7 丁型平面	6	带状 毛石基 础	砖墙 承重	屋架 和槽形 屋面板 均为钢 筋混凝 土	素混 凝土	素混 凝土			523 平均	14.5~ 21.5	18~ 20	宽20m 条带密实 充填,煤 柱宽38 m,充填 材料为 70%的度 页岩加 30%的河 砂。	57	0.60		0.75	将丁型面平用变形缝 切开成二个矩形单体, 将其中一个单体加基础 钢筋混凝土圈梁及墙口钢 拉杆	东西墙、地脚开裂、 变形缝拉开 100~200 mm。变压器开关开启 稍有影响,使用不灵活
	原 石矿 油变 电所	30×10	5	同上	同上	现浇 钢筋混 凝土屋 面	同上						设基础钢筋混凝土圈 梁,墙口水平处外墙内 外侧各设一道斜拉杆	44.4	1.01		1.75		东西墙地脚出现裂缝 北端墙脚最大裂缝宽度 38 mm,供电设备正常 运转
	油 石丰 油同 一厂 东机 房	2×2 m 钢筋混凝 土基础						400× 0.745 kW						采前未采取任何结构 加固措施	65.4	1.07		1.1	
矿	医 院 住 院 部	110×12	11	毛石 带状基 础埋深 1.65 m	砖石 承重墙	钢筋 混凝土 板,厚 30mm	木屋 架瓦屋 顶	素混凝土地面		505~ 577	3.25	14~ 15	走向 长壁	1788	9.8	-0.98	-6.2	共进行了三次加固 第一次,在墙体上设 置三道变形缝,使整个 楼分成17.6m, 45.8m 32m和17.6m的四个单 体,在32.0m长的单体 上加一道基础钢筋混凝 土圈梁。	第一次加固后, 纵墙出现最大缝宽为 10mm的八字裂缝, 地面开裂,最大缝宽 为5mm 第二次加固后, 变形缝受压堵,缝边 被挤碎,地脚鼓起墙体
	本溪彩屯煤矿																		

局	建筑物名称	结构特征			开采地面条件			地表变形值			保护措施	采用情况								
		长×宽 (m)	高度 (m)	基础	墙体或柱	楼扳	屋盖	地面	其它	采深 (m)			采厚 (m)	倾角 (°)	方法	顶板管 理方法	下沉 (mm)	倾斜 (mm/10°) 1/m	曲率 (10°) 1/m	水平 变形 (mm/m)
开滦唐山庄	人劳矿	50×6.4	2.8	毛石基础	白灰炉渣砌毛石墙	木棚, 白灰炉渣壁		共七排九十一根	270~340	8.5	12	走向长壁	全陷	3500	12.4	4.3			第二次: 将32m长的单体两边之变形缝彻底切断, 即将基础及屋顶切开。 第三次: 在32m及45.8m长的单体中各做一道及二道变形缝, 每个单体加设一道钢筋混凝土圈梁 墙上最大裂缝80mm, 其中需维修的占23%, 后因地面积水, 全部拆迁。	
开滦唐山庄	人劳矿	34.5×9.0	6.0	基础高1.6m, 下部0.6m为毛石, 上部为片石	拱身			属七拱桥, 每孔为半圆拱	2.7	8.22	16	走向长壁倾	全陷	3387	25	0.36	-18.0		该公路桥一直正常使用。仅有三个拱脚及一个拱顶出现0.5~3.0mm的裂缝。变形缝共吸收39.6mm压缩量。	
开滦唐山庄	人劳矿	34.5×9.0	6.0	基础高1.6m, 下部0.6m为毛石, 上部为片石	拱身			属七拱桥, 每孔为半圆拱	2.7	8.22	16	走向长壁倾	全陷	3387	25	0.36	-18.0		该公路桥一直正常使用。仅有三个拱脚及一个拱顶出现0.5~3.0mm的裂缝。变形缝共吸收39.6mm压缩量。	

铁路干线下采煤

表 2-2-30

地 点	线 路 概 况				地 质 采 矿 条 件						线 路 采 动 情 况				备 注
	线路名称	最高行 车速度 (km/h)	每日货 车对数 (对)	每日客 车对数 (对)	煤层名称	倾角 (°)	煤厚 (m)	采深 (m)	开采 时间 (年、月)	采煤 方法	顶板 管理 方法	最大下 沉 值 (mm)	最大下 沉速度 (mm/d)	线路情况	
鸡 西 麻 山 矿	林 密 线 (33 km)	75	19	2	九号 煤层	22	1.10	220 300	71.3 72.2	走向 长壁 法	陷落 法	370	2.57	1.根据铁路轨道车季检, 2次合格, 6次优良; 2.轨距合格率为99.96%(采前为98.2%); 3.水平合格率为98.5%(采前为97.3%); 4.采动期间列车始终按原速原牵引重量安全运行	根据试采经验, 已将麻山矿六井在林密线下压煤全部解放, 到1975年为止已可采三个煤层, 七个工作面, 采出主焦煤45.8万吨。吨煤成本增加0.19元
					十号 煤层	22	1.55	274 324	72.4 73.3	走向 长壁 法	陷落 法				
鸡 西 滴 道 矿	林 密 线 (66 km)	75	19	3	廿八 号煤 层	25	1.3	388 456	72.9 75.6	走向 长壁 法	陷落 法	404	1.83	1.根据铁路轨道车季检, 一次失格, 五次合格; 2.轨距合格率为97.7%(采前为97.6%); 3.水平合格率为97.7%(采前为79.2%); 4.采动期间列车始终按原速原牵引重量安全运行	根据试采经验, 已经扩大在一井下方的铁路煤柱下开采, 并批准24号煤层(厚1.0m)的开采。吨煤成本增加0.73元

2.7 地表岩移及观测矿山实例

2.7.1 石咀子铜矿

2.7.1.1 矿体赋存情况

矿体是以砂卡岩型为主、热液型为次的铜矿体。矿体倾角 $75^{\circ}\sim 82^{\circ}$, 浅部陡, 深部较缓。矿体厚度: 上部8~10m, 中部最厚35m, 深部5~8m。矿体走向长, 上部平均150~200m, 中部平均350m, 下部平均55m。倾斜延长约1000m。

矿体赋存于50m宽的薄层大理岩、干枚板岩、绢云母片岩与黑色条带状大理岩组成的互层带之中。互层带中的岩石大部分已砂化、绿泥石化, 受力后易断裂极不稳固。上盘为砂质大理岩, $f=10\sim 12$, 稳固性好。下盘主要为条带状大理岩, 稳固性较上盘差。

矿区内断裂构造活动频繁, 成矿前、后和成矿期都有, 多集中于互层带之中, 严重破坏了矿体直接顶底板的完整性, 使岩性变坏, 易片帮冒落。

矿区喀斯特岩溶发育, 水文地质条件复杂。

铁路支线下采煤

表 2-2-31

地 点	线 路 概 况				地 质 采 矿 条 件					线 路 采 动 情 况				备 注		
	线路名称	最高行车速度 (公里/时)	每日货车对数 (对)	每日客车对数 (对)	煤层名称	倾角 (°)	煤厚 (m)	采深 (m)	开采时间 (年、月)	采煤方法	顶板管理方法	最大下沉值 (mm)	最大下沉速度 (mm/d)		线路情况	
焦作西矿	102	焦李线	60	24	1	大煤	9	7.0	89 101	1957 1965	倾斜 分层	陷落 法	7428	166	1.线路下沉后,根据不同时期的变形情况,采取了不同速度的减速措施; 2.线路起填材料初期为井下矸石,后期为炼铁炉渣; 3.开采过程中,列车始终安全运行	60号桥是四孔石拱桥,位于102采区下山边界外20m处,遭受破坏严重而报废。在102、108采区采完稳定后,在原桥东十米处另建一座新桥。 吨煤成本增加0.54元
	107						9	6.5	70 80		水采	陷落 法	1427	—		
	103						9	6.5	89 101		倾斜 分层	陷落 法	3750	41.7		
	106						9	7.0	105 114		倾斜 分层	陷落 法	6000	84		
	109						10	2.4	148 163		倾斜 分层	陷落 法	862	49		

2.7.1.2 采矿方法和空区处理

1965年闭坑,共采了22个阶段,采出矿石284万t。所用采矿方法为浅孔留矿法,有50%的采空区用废石充填或水砂充填(约占全部充填体积的四分之一)。

2.7.1.3 地表和围岩移动

(1) 在本矿条件下,围岩移动主要表现为水平移动,而下沉值相对较小,地表18个观测点平均实测:水平移动为340mm,而下沉仅146mm。

(2) 上下盘围岩都产生拉伸变形,越接近崩落区,岩石错动越严重。最大水平和垂直变形都分布在崩落区附近。

(3) 崩落前下沉并不显著,而水平移动达最大值。地表部分测点在崩落前的下沉值,越接近崩落中心,下沉值越小。

(4) 地表移动盆地远比崩落范围大,盆地呈椭圆形,倾斜方向长400m,水平方向长300m。移动速度缓慢,十年中陷落坑附近最大下沉值为600mm。

(5) 岩移的角度

根据坑内外的观测资料所确定的值为:边界角 70° (上、下盘),移动角 80° (上、下盘),陷落角 85° (上、下盘)。

(6) 地表移动范围内有水塔和新大井,水塔所在处的水平变形已达5~6mm/m,但移动缓慢,水塔未被破坏尚能使用。新大井处在移动盆地边缘,井口有微量下沉和水平移动,但在180m至210m阶段间,井框向西北位移了140mm,向西南位移了210mm,虽然竖井已受采动影响,但尚未达到破坏变形,井框完好,井壁尚未出现裂缝。

2.7.1.4 主要经验

急倾斜层状岩体移动的基本形式是:随采空区的形成,围岩逐渐离层,向采空区方向产生拉伸变形,然后折断、片落。开始主要表现为水平移动,以后下沉逐渐增加,水平移动逐渐减少。

各阶段围岩的崩落范围呈一随矿体形状而异的筒体,基本上受稳定性差的互层带所控制。由于上下盘围岩较稳固,且采后用废石部分进行了充填,地表崩落的漏斗仅深100余米。而围岩的崩落范围离矿体不大于5~10m,裂隙分布范围离矿体不大于20~30m。实践证明,影响到地表的开采深度在590m阶段,该阶段以下的采矿对地表影响不大。

2.7.2 弓长岭铁矿

2.7.2.1 矿体赋存情况

矿区走向长1.6km, 共有六层铁矿, 其中第六层富矿最厚5~49m, 从地表向下延深至-700m, 总深度约1200m。矿体倾角 $60^{\circ}\sim 80^{\circ}$ 。近矿围岩为具花岗结构的混合岩, $f=6\sim 8$, 层理发育处易碎裂, 各层矿体之间为角闪岩 ($f=8\sim 9$) 和砂质片岩。近矿部分常伴有强裂蚀变和绿泥片岩, 片理发育结构松软。

矿区断层种类较多, 走向、横向及水平向断层均有分布。引起矿床强烈破坏和矿体赋存状态的主要是高角度的走向逆断层, 分布在本区的主要有七条 ($T_1\sim T_7$)。横向断层有十余条, 错距虽不大, 对地压也有影响。

2.7.2.2 开采方法及空区处理

1954年以前, 采用沿走向全面拉开的水平分层干式充填法。1954~1956年, 采用分矿房矿柱的水平分层干式充填法。1956年~1973年, 采用天井崩矿的深孔留矿法。1973年~现在为无底柱分段崩落法。

包括日伪时期掠夺式开采留下的空区在内, 到1964年共形成十个采空区, 总体积约92万 m^3 。后经大小十余次地压活动, 原92万 m^3 的空区基本上被冒落的岩、矿石所充填, 但1964年以后, 由于采空区未进行处理, 又形成采空区83万 m^3 。

2.7.2.3 岩移观测

分别在280和285勘探线上布置二条地表观测线, 间距为70m, 每条有16个测点。自1964年至1982年中二线测得最大下沉点和下沉速度如表2-2-32。

最大下沉点观测资料

表 2-2-32

年 度	第一观测线最大下沉点 (104)		第二观测线最大下沉点 (205)	
	总下沉量 (m)	年平均下沉速度 (m/a)	总下沉量 (m)	年平均下沉速度 (m/a)
1964.5.30~1972.7.28	6.51	0.813	6.621	0.827
1972.7.28~1982.7.20	12.62	1.262	10.382	1.038

从长期观测资料可看出, 下盘沉降边界基本保持稳定, 仅沿矿体错动未向外扩张, 因此下盘移动角即等于矿体倾角 $60^{\circ}\sim 80^{\circ}$, 而上盘则随开采深度延伸而扩大, 从两观测线推断, 其移动角约 $75^{\circ}\sim 80^{\circ}$ 。

2.7.2.4 主要经验

(1) 弓长岭铁矿的岩移扩展有两种类型: 在沿走向全面拉开的干式充填法区域, 围岩活动以产生移动和裂缝的形式为主; 在深孔留矿法为主的区段, 围岩活动以产生抽条冒落的形式为主。

以上两种形式, 在不受其它条件 (如构造) 限制时, 围岩移动与破坏一般都接近椭圆形向上部和两侧扩展。

(2) 厚大矿体采用干式充填, 绝不能防止岩移和裂隙的产生, 但围岩破坏后, 充填物可影响围岩的破坏形式, 并减小其破坏程度和速度。

(3) 断裂构造既有促进岩移发生和发展的一面, 也有限制。切断岩移扩展的另一面。

(4) 雨水季节和解冻期, 常可诱使岩移活动的发生。

2.7.3 马拉格铜矿四号采区

2.7.3.1 矿体赋存条件

四号采区位于马拉格矿区中部, 露头标高2380m, 地表有厚0~20m的粘土覆盖。三阶段以上矿体分成数支。以下至七阶段 (1870m) 合为一体。上段斜长320m, 倾角 $40^{\circ}\sim 50^{\circ}$, 各分支总水平面积约1000

m²，法向厚度10m，走向开采长60m。下段斜长300m，倾角40°~60°，水平面积为800m²，法向采厚20m，沿走向开采长30m。

上下盘围岩均为三迭纪碳酸岩类岩石，由于受到不同程度变质而呈现大理岩化， $f=8$ 左右，开采后半年内，3~5m厚的直接顶板冒落。

2.7.3.2 采矿方法

1963年采完，全部用方框矸石充填开采。充填率：上部40%，下部约50%。

2.7.3.3 地表岩移情况

1955年地表出现裂缝，1959年开始观测。经观测，地表下沉盆地的下沉圈：倾斜方向长400m，走向方向长250m。裂缝圈：倾斜方向长170m，走向方向长100m。整个盆地未发生严重破坏或塌陷，这是由于采空区面积小、非充分采动且进行了部分充填所致。地表最大水平位移327mm，下沉速度由1959年每月23mm到1963年每月3.9mm，而到1967年为每月1.4mm。

二阶段以上，以下沉值小于20mm或上升值小于10mm圈定的上盘移动角为：开采上界68°，开采下界63°，走向方向移动角为70°~75°（有厚表土层时，其值较小）。地表裂缝范围未超出二阶段以上采空区水平面的投影区，故陷落角 $\geq 90^\circ$ 。

二阶段以下1975年坑道实测证实，在矸石充填率为50%的情况下，上盘岩层冒落体体积仅为采空区的1.32倍，由此推断，在崩落法的情况下，冒落带的高度小于矿体法线厚度的三倍。

主要经验为：矿体走向短，采深与走向长度的比值大，处于非充分采动时，实际岩移范围小于圈定范围。

第三章 矿 床 开 拓

责任编写单位 北京有色冶金设计研究总院

参加编写单位 沈阳有色冶金设计研究院

长沙黑色冶金矿山设计研究院

中国有色金属工业总公司基本建设部

编 写 人 郭春林 孙 林 樊航虚 方开栋

3.1 概 述

为开发地下矿床,从地表向地下掘进一系列井巷通达矿体,便于人员出入以及把采矿机械设备、器材等送往各采区工作面,同时把采出的矿石由井下运往地表,使地表与矿床之间形成一条完整的运输、提升、通风、排水、动力供应等生产服务井巷,这些井巷工程的建立称矿床开拓。为开拓矿床而掘进的井巷称开拓井巷,其在平面及空间上的布置系统就构成了该矿床的开拓系统。

开拓井巷按其在矿床开采中所起的作用,可分为主要开拓井巷和辅助开拓井巷。凡属主要运输矿石的井巷,无论其地表有无出口,均为主要开拓井巷;采矿时仅起辅助作用的井巷称为辅助井巷(表2-3-1)。

3.1.1 一般规定和要求

矿山开拓系矿山基本建设工程,其投资及施工期均占有相当大的比重,它是一项对矿山生产具有长远影响的矿山总体布置。考虑矿床开拓时,必需符合下述原则:生产安全、开拓工程量少、投资省、经营费低、投产快、管理集中方便。

对矿山开拓方案通常有如下要求:

(1) 井口和平硐位置应保证其构筑物不受地表塌陷、滑坡、山洪暴发和雪崩的危害,井口标高一般在历年最高洪水位1~3m以上。

(2) 主要井巷位置应尽量选在稳固的岩层中,避免开凿在含水层、断层或受断层破坏的岩组中,特别是在岩溶发育的地层和流砂中更应避免。竖井、斜井、长溜井等通常应打检查孔以查明工程地质情况。长平硐、长斜井所通过的地段应有工程地质纵剖面图,以利更好地确定主要井巷位置、方向 and 支护型式,同时相应考虑有关施工方法和措施等问题。

(3) 井筒(或平硐)位置一般位于开采移动带以外,否则应留有保安矿柱(见第二章)。

(4) 主要井巷出口位置既要便于布置各种建筑物、构筑物、调车场、堆放场地和排弃场等设施,又要不占或少占农田。

开拓井巷分类表

表 2-3-1

	井 筒	水 平 坑 道	硐 室
主要开拓井巷	1. 竖井: 箕斗井 罐笼井 混合井 2. 斜井: 箕斗斜井 串车斜井 胶带输送机斜井 3. 主要溜井 4. 主要斜坡道	1. 主平硐 2. 主要运输石门 3. 主要运输平巷 4. 井底车场	1. 坑内破碎硐室 2. 坑内卷扬机室 3. 坑内卸载硐室 4. 矿仓及转载硐室 5. 主扇风机硐室
辅助开拓井巷	1. 通风井 2. 副井 (罐笼井) 3. 充填井 4. 专用排水井 5. 专用安全出口	1. 非运矿巷道 2. 通风巷道 3. 充填巷道 4. 排水疏干巷道 5. 地压观测巷道	1. 水泵站及水仓 2. 排泥站及附属设施 3. 变电充电设施 4. 电机车库 5. 调度室 6. 火药库 7. 井下维修硐室 8. 井下各种服务硐室 9. 井下辅风机硐室助 10. 井下铲运机无轨设备修理硐室

(5) 井巷位置应考虑地表和坑内工程量少, 建设快和到选厂 (破碎站) 的总运输功小。

(6) 每个矿井应有两个通往地表的独立安全出口。两个出口之间的距离不得小于 100m。大型矿井、矿体条件复杂, 走向超过 1000m 时, 应在端部增设安全出口。

(7) 矿井的主要出口 (平硐、竖井、斜井、斜坡道) 一般应考虑留有一定的备用提升和运输能力, 远景储量大的矿山, 更应留有较大的余地。

(8) 一般情况下主要井巷均应布置在矿体下盘以便长期使用, 只有在下盘工程地质条件恶劣时, 才考虑将主要井巷布置在上盘。

(9) 为缩短矿井建设时间, 设计应提出有效措施, 使控制性的井巷工程 (主要井巷) 尽可能提前施工; 对较长的井巷工程, 一般应考虑增加措施性工程, 以利加快建设速度。

(10) 确定矿山主要井巷断面时, 除考虑生产能力、设备外形尺寸和必要的间隙外, 还应考虑通风、排水、压气管路和供电线路等敷设要求。大型矿山更应预留有一定的管、缆位置, 以备矿山扩大生产时增加管缆。

(11) 矿床赋存复杂、废石量较大时, 矿山可考虑用箕斗提升废石及矿石, 以减轻罐笼提升量和简化运输系统。

(12) 位于地震区的矿山, 应将矿井抗震列为设计的重要内容。矿山地区的基本烈度由地震部门提供, 各项井巷设计应按有关抗震设计规范、规程等要求进行; 特别对安全出口问题要慎重对待, 在开拓方案选择上, 如竖井与斜井在经济比较中相差不大时, 应优先选择斜井方案。

3.1.2 矿床开拓设计必备的资料

- (1) 矿区地质地形图;
- (2) 矿区地质剖面纵横剖面图;
- (3) 矿区水文地质资料及矿区岩体溶洞分布图。
- (4) 矿床岩体工程地质、矿区新老地质构造及应力场方向、应力数据等资料。
- (5) 矿区地震史及地震等级资料。
- (6) 矿区内各矿体各阶段的矿石储量、品级资料。
- (7) 矿山设计年产量、服务年限及中长期规划。
- (8) 矿山地表矿石运输流向和选厂位置要求。
- (9) 矿岩中有害成分及有害气体分析资料。
- (10) 改扩建矿山的现有井巷工程平剖面图、主要井巷断面图以及主要井筒中心座标、标高资料;对存在地方和国家两种测绘系统时,应收集两种座标换算资料。

3.2 矿床开拓方法

依据矿床地质赋存特点、地表地形条件、井巷布置的位置和井巷形式的不同等,开拓方法可按两种情况分类:

- (1) 按井筒与矿床的相对位置可划分为:下盘开拓、上盘开拓及侧翼开拓。
- (2) 按井巷形式的不同可划分为:平硐开拓、斜井开拓、竖井(立井)开拓、斜坡道(斜巷)开拓及联合开拓。

矿床典型开拓方案分类见表2-3-2。

矿床开拓分类表

表 2-3-2

开拓方式分类		井巷型式	典型开拓方案
单一开拓法	平硐开拓法	平 硐	沿矿床走向平硐开拓; 垂直矿床走向上盘平硐开拓; 垂直矿床走向下盘平硐开拓。
	斜井开拓法	斜 井	脉内斜井开拓; 下盘斜井开拓; 侧翼斜井开拓。
	竖井开拓法	竖 井	竖井多水平分区式开拓; 竖井阶段分区式开拓。
	斜坡道开拓法	斜 坡 道	直线式斜坡道开拓; 螺旋式斜坡道开拓; 折返式斜坡道开拓。

续表

	开拓方式分类	井巷型式	典型开拓方案
联合开拓法	平硐与井筒联合开拓法	平硐与竖井或斜井 平硐与盲竖井或盲斜井	平硐与竖井开拓; 平硐与斜井开拓; 平硐与盲竖井开拓; 平硐与盲斜井开拓。
	明井与盲井联合开拓法	明竖井或明斜井与盲竖井或盲斜井	明竖井与盲竖井开拓; 明竖井与盲斜井开拓; 明竖井与盲竖井开拓; 明斜井与盲斜井开拓。
	平硐或井筒与斜坡道联合开拓法。	平硐、竖井、斜井与斜坡道	平硐与斜坡道开拓; 斜井与斜坡道开拓; 竖井与斜坡道开拓。

3.3 矿区选择和开采区划分

3.3.1 矿区和开采区

当一个矿区由几个矿体组成时,可以分成两个以上地段来开采,每个地段构成一个开采区。

矿区选择是指几个地区或某一地区的几个矿段,根据其矿石储量、品种、质量、开采条件、运输、供电、供水及环保等综合因素,经分析比较后确定开采对象及顺序。

采区划分是指一个矿区内有许多矿体或矿段,究竟选择哪一个或哪几个矿体进行开采?或对于一个走向很长的矿体划分为几个开采区。

3.3.2 影响矿区选择和开采区划分的主要因素

- (1) 矿石储量、质量及勘探程度;
- (2) 矿床开采技术条件。
- (3) 可能达到的年产量。
- (4) 运输、供电、供水条件。
- (5) 环境因素。
- (6) 经济效果。

3.3.3 开采区划分

(1) 走向很长的矿体,一般以自然境界划分开采区。如龙烟铁矿庞家堡矿区是以地质构造为界划分为五个开采区。采区长为1000~2000m。各采区均布置有盲斜井和回风井,构成各自独立的开拓通风系统(见3.8.1.3庞家堡铁矿实例)。

(2) 按环境保护的要求划分开采区。如3.3.4实例是以地表农业用水水塘,留保安矿柱划分为东西采区。

(3) 不受自然环境界限的限制的矿体,其开采区划分应根据矿体厚度、层数等因素来

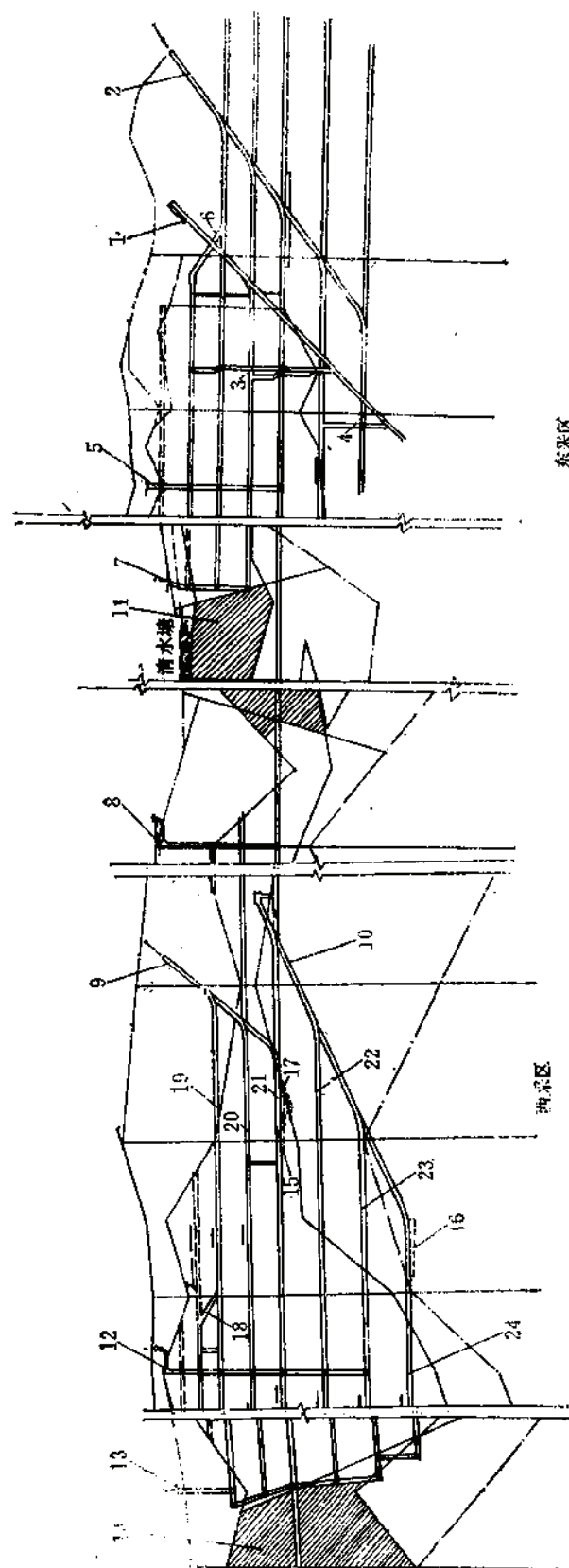


图 2-3-1 湘锰黄峰寺矿区分区开采图

1—红旗箕斗斜井, 2—上游斜井, 3—1°矿溜井, 4—2°矿溜井, 5—材料上山, 6—清水塘风井, 7—清水塘风井, 8—注砂井, 9—黄峰寺斜井, 10—盲斜井, 11—清水塘矿柱, 12—注砂井, 13—裕公塘风井, 14—裕公塘防水矿柱, 15—变电所, 16—水仓, 17—水仓, 18—材料上山, 19—+30m阶段, 20—0m阶段, 21—+30m阶段, 22—+70m阶段, 23—+110m阶段, 24—+150m阶段

确定。开采区以2000m左右为宜,过长则不易管理。

(4) 当一个矿区有许多矿体不易判定优劣时,开采区的选定须经综合技术经济比较确定。

3.3.4 湘潭锰矿黄峰寺矿区划分实例

黄峰寺矿区是湘潭锰矿三期扩建工程,年产矿石10万t,1981年投入生产。见图2-3-1。

3.3.4.1 地质及开采技术条件

矿体呈层状,走向长2100m,矿体厚度为0.5~3m,平均厚度1.73m,矿体倾角 $20^{\circ}\sim 80^{\circ}$,矿床赋存在黑色页岩中,黑色页岩平均含有机碳11.24%,含硫2.9%在一定物理化学条件下能自燃。主矿层矿石含锰23.25%,次矿层含锰21.05%,矿石直接底板为线理状黑色页岩,起伏不平,其下为砂岩,较稳固。矿石节理发育不稳固,由于地质构造影响出现大小断层较多,褶皱也很普遍。

3.3.4.2 采区划分、规模及服务年限

矿体上部清水塘是当地农业用水水源,为保护水塘,在其下部保留有清水塘矿柱,并以此为界划分为东、西两采区,矿石年产10万t,生产服务16~17年。

3.3.4.3 矿床开拓

(1) 阶段高度为20~40m。

(2) 地表移动范围的圈定:本矿区采用水砂充填采矿法,上下盘岩石稳定,选用的移动角上盘为 70° ,下盘 75° ,端部 75° 。

(3) 开拓方式:采用两段矿车组斜井开拓,上部斜井在-30m水平以上,井口标高86m,井筒全长265m。下部斜井为盲斜井,在-30m水平以下全长340m。斜井倾角 25° ,断面 8.06m^2 ,采用喷射混凝土支护。

(4) 开拓运输方案:为了充分利用矿山二期现有生产系统,设计上采用东西区统一开拓运输方案。即利用现有二期的红旗箕斗斜井作主斜井,用-30m脉外阶段平巷作主要运输巷道与红旗斜井相联;另凿黄峰寺斜井作副井,以便提升人员、材料。

清水塘防水矿柱以东采区的矿石,通过各水平的分支溜井由红旗箕斗井提升至地表。防水矿柱以西采区的矿石(-30m以上及-30m水平以下的矿石)通过盲斜井提升至-30m水平,然后通过-30m水平主要运输巷道将矿石运到红旗斜井矿仓,用箕斗提升至地表。

废石、人员、材料的提升,由黄峰寺副斜井承担,副井井口标高为+85m,井筒倾角 25° ,坑内阶段水平标高分别为+30m,±0m,-30m。并采用吊桥提升,甩车道竖曲线曲率半径为10m,采用1/5单开道岔。

(5) 通风系统:采用分区对角式通风系统。矿柱以东设进风井,利用二期胜利井为出风井;矿柱以西由黄峰寺斜井和鹅公塘风井进风,I、II号注砂井出风。

3.4 平硐开拓

3.4.1 适用条件及特点

平硐开拓适用于开采赋存在地表以上的矿体。平硐开拓具有能充分利用矿石的自重溜放,便于通风、排水、多阶段出矿(岩),施工简单易行,建设速度快,投资省、成本低,管理方便等特点。

3.4.2 平硐开拓设计的一般问题

(1) 当矿床有条件利用平硐开拓时, 应优先采用。矿石采用溜井下放, 人员、材料设备可采用辅助竖井、斜井或斜坡道提升或运输。

(2) 当矿石具有粘结性或围岩不稳固时, 矿石可采用竖井、斜井下放; 或用无轨自行运输设备经斜坡道直接将矿石运往地表。

(3) 在设计平硐断面时, 应考虑通过坑内设备的最大件。如用平硐和辅助竖井(或斜井、斜坡道)开拓时, 亦应考虑这一条件。

(4) 主平硐的排水沟通过能力应考虑平硐以下矿床开采时水泵在20小时内排出矿井一昼夜正常涌水量, 并用最大涌水量时的排水能力校验。主平硐水沟坡度一般取3~5%。

(5) 长平硐开拓应根据矿床地表地形及通过的岩层工程地质条件、矿山生产能力、施工方法、通风措施及劳动组织和管理水平等条件进行多方案的技术经济比较, 以便得出合理的平硐长度。在设计长平硐时, 通常考虑在平硐中间有条件的地方开凿措施井, 以便加快平硐建设和改善通风条件。如中条山铜矿峪铜矿主平硐长3600m, 东川落雪铜矿运矿平硐长3400m, 均在平硐中部开凿措施井, 并取得良好效果。

(6) 平硐坡度及单巷、双巷的确定

一般小型矿山采用单轨运输, 运距大于1000m时, 中间应加错车道; 大中型矿山平硐开拓应用双轨运输。运输坡度3~4‰, 重车下坡。

采用双轨运输的平硐开拓矿山, 当岩层不稳固或为方便施工和通风, 亦可采用单轨双巷。

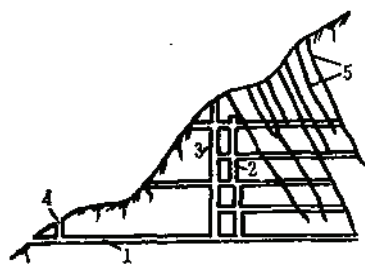


图 2-3-2 某矿下盘平硐开拓方案

1—主平硐; 2—主溜井; 3—辅助竖井;
4—入风井; 5—矿脉

3.4.3 平硐开拓的布置方案

3.4.3.1 垂直矿体走向布置的下盘平硐开拓

当矿脉与地表山坡的倾斜方向相反时, 则由下盘掘进平硐穿过矿体。如图 2-3-2 所示为我国某矿下盘平硐开拓方案示意图。矿山在 598m 水平开掘主平硐 1, 各阶段采下的矿石通过主溜井下放至主平硐, 再用电机车运出硐外, 人员材料由辅助竖井 3 提升至上部各阶段。为改善通风、人行、运出废石的条件, 在 758m 及 678m 水平设辅助平硐通达地表。

3.4.3.2 垂直矿体走向的上盘平硐开拓

当矿脉与山坡的倾斜方向相同时, 则由上盘掘进平硐穿过矿脉。图 2-3-3 为上盘平硐开拓法的示意图。 V_{24} , V_{26} 表示急倾斜矿体。各水平的平硐穿过矿脉后, 再沿矿脉掘进沿脉平巷, 各阶段采下的矿石经溜井 2 放到主平硐 3, 并由电机车从主平硐运出地表。人员材料、设备由辅助竖井 4 提升至各阶段。

3.4.3.3 侧翼(脉内)平硐开拓

矿体倾角从倾斜至急倾斜, 矿体出露地表, 为了加速地质勘探及早期回采, 一些小型矿山常用脉内平硐开拓。其方案布置如图 2-3-4 所示。由 I 阶段采下的矿石经溜井放至 II 阶段, 再由 2 号或 3 号主溜井将矿石放至主平硐水平 1 运出地表, 人员、材料、设备等由

辅助竖井2提升至各阶段。该法优点是在短期内(基建期间)可顺便采出部分矿石,可抵偿部分基建投资,同时还能起到探矿作用。其缺点是脉内平硐维护困难,有时须用后退式开采或增加脉外工程。

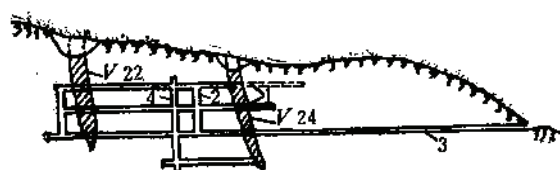


图 2-3-3 大庙铁矿上盘平硐开拓方案

1—阶段平硐; 2—溜井; 3—主平硐; 4—辅助盲竖井

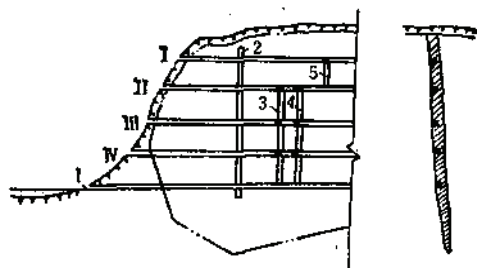


图 2-3-4 脉内沿脉平硐开拓方案

I、II、III、IV—上部阶段平硐; 1—主平硐; 2—辅助盲竖井; 3—1号主溜井; 4—2号主溜井; 5—溜井

3.4.4 实 例

3.4.4.1 某钨矿主平硐开拓

1. 矿区地形及矿床赋存条件

矿床西北地势较低(标高410m)能与公路相接,其余三方都是高山连绵,最高峰达海拔1043m。全区分北、中、南三组矿脉。矿脉生于变质砂岩及闪长岩脉的许多平行裂纹中,南北横贯各脉总宽1600m,东西长1150m,各矿脉走向长从80~100m至650~750m,倾斜延深至+467m水平以下150~200m,各脉组之间的距离为300~400m,矿脉厚度为0.01~0.8m,倾角从50°~75°。矿石稳固,除含有钨锰铁矿外尚含有辉铜矿、闪锌矿及某些稀有金属元素。矿床属高温气成和部分中温热液矿床。

2. 矿床开拓

矿山采用平硐开拓,平硐长3650m,断面为11m²,为了提升人员、材料、设备在中组和南组之间掘有二条辅助盲竖井,两井相距50m,断面为4.04×2.9m²。

矿石从工作面经漏斗装车后,用电机车沿主要运输平巷运至溜井,卸矿至溜井下部,在467m水平主平硐装车,再用电机车从平硐运至选厂。每组矿脉设有一个溜井,全矿共有三个溜井均设在围岩中,见图2-3-5。

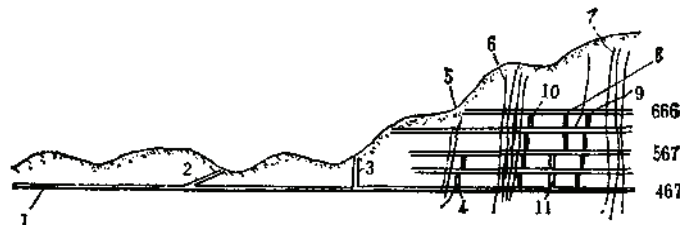


图 2-3-5 某矿主平硐开拓系统图

1—主平硐; 2—斜井; 3—风井; 4—2*溜井; 5—北组矿脉; 6—中组矿脉; 7—南组矿脉;
8—1*盲竖井; 9—1*溜井; 10—3*溜井; 11—2*盲竖井

在确定矿山开拓方案时,曾对下列两个开拓方案进行比较。

第一方案:利用标高为567m平硐与下部盲竖井联合开拓;

第二方案:主平硐标高为467m。

第一方案的主要优点是开拓工程量小, 基建时间短, 投产快。缺点是平硐口地面狭窄, 且供水困难, 地表工业场地布置困难, 尾砂堆存不好解决, 地表以下的矿石需用盲井提升, 增加了矿石运输费及排水费。

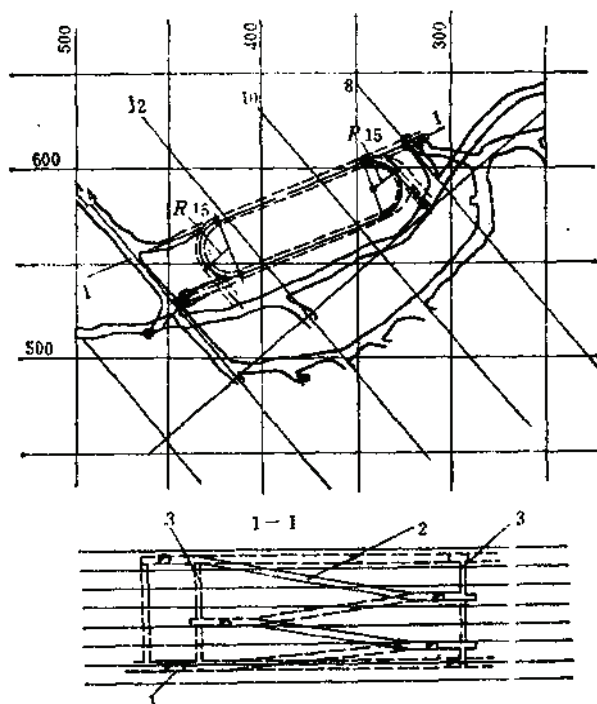


图 2-3-6 小寺沟铜铅矿无轨主平硐开拓图

1—675m水平主平硐; 2—辅助斜坡道; 3—通风井

我国某些平硐开拓矿山实例表

表 2-3-3

序号	矿山名称	矿山生产能力 (t/d)	矿体赋存条件				采矿方法	平硐开拓位置	主平硐参数		
			延长 (m)	延深 (m)	倾角 (°)	厚度 (m)			净断面 (m ²)	长度 (m)	个数 (条)
1	瑶岭钨矿	350~500	300~350	350~650	55~85	0.2~0.3	浅孔留矿法	上盘双平硐开拓	2.4×2.54	2×4409	2
2	岷英山钨矿	1500~2000	280~320	400	75~85	0.1~1.6	浅孔留矿法	下盘平硐开拓	8.5~12.8	1300	1
3	西华山钨矿	2000	200	75	75~85	0.2~0.5	浅孔留矿法	下盘平硐开拓	12.8	1700	1
4	大吉山钨矿	2000	80~750		50~75	0.01~0.8	浅孔留矿法	上盘平硐开拓	9.7~13.6	3650	1
5	小寺沟铜铅矿	3000	1300		70	40	无底柱分段崩落法	下盘无轨平硐开拓	4.5×3.75	1036	1
6	落雪铜矿	6500	800		60~75	4~11	分段空场法 分段崩落法	下盘主平硐	7.8~14	7600	1
7	因民铜矿 紫泥岩坑	800~1000	400	300~500	60~70	5~15	浅孔留矿法	下盘平硐		700	1

第二方案虽然要掘进长3650m主平硐,但考虑矿山远景及节省的矿石提升与排水费,比掘进平硐的费用大得多,故选择第二方案。

3.4.4.2 小寿沟铜铅矿无轨主平硐开拓

该矿日产矿石量3000吨,矿体平均厚度40m,走向长1300m,倾角 70° 以上,采用无轨主平硐开拓。主平硐设在675m水平,平硐长1036m,弯道半径为15m,断面为 $4.5 \times 3.75\text{m}^2$ 。平硐大部分无支护,路面铺设200mm厚混凝土。矿山采用无底柱分段崩落法。采场工作面的矿石用DZL-50型铲运机运搬到溜井,下放到主平硐水平装车。该矿共使用四台载重为25吨的国产CQ-470型自卸卡车运输矿石。辅助运输系统用解放牌4吨汽车。

主平硐以上至730m水平各分段高10m,其间设有辅助斜坡道与各分段联通。斜坡道呈螺旋形布置,坡度 $10 \sim 15\%$,断面 $4.2 \times 3.2\text{m}^2$,斜坡道最大坡长80m。见图2-3-6。

此外,我国部分用平硐开拓的矿山实例参见表2-3-3。

3.5 斜井开拓

3.5.1 适用条件

近十多年来随着高强度胶带输送机和钢绳牵引胶带输送机的出现,扩大了斜井的应用范围,不但在国内外一些缓倾斜和倾斜矿床应用斜井开拓,而且某些急倾斜的矿床,亦有采用胶带输送机斜井进行矿床开拓的。胶带输送机斜井提升能力很大,它可用于中型以上矿山。

按斜井使用设备的不同可分为三种提升方式,其适用条件如下:

箕斗或台车运输斜井	一般适用范围,斜井倾角 $>30^{\circ}$
矿车组运输斜井	一般适用范围,斜井倾角 $<25^{\circ} \sim 30^{\circ}$
胶带输送机斜井	一般适用范围,斜井倾角 $<18^{\circ}$

3.5.2 斜井位置的确定

(1) 在确定斜井位置时,要充分注意到矿体倾角和厚度的变化情况,使所确定的脉内或脉外斜井位置保持不变,避免设计的斜井在矿体的上下部交错地通过或偏离矿体,如为脉外斜井必须使斜井与矿体间保持一定的距离,其距离应视矿体下盘变化情况而定,一般应 $>15\text{m}$ 。

(2) 采用脉内斜井开拓时,在井筒两侧应保留保安矿柱 $3 \sim 10\text{m}$ 。

(3) 对于长斜井须沿斜井线路关键位置布设工程地质钻孔,以查明斜井工程部位的地质情况。

3.5.3 斜井开拓方法

按斜井与矿体的相对位置,通常有下列三种开拓方案:脉内斜井开拓、下盘斜井开拓、侧翼斜井开拓。

3.5.3.1 脉内斜井开拓

当矿体厚度不大,沿倾斜方向变化较小,产状比较规整时,才适宜用脉内斜井开拓,如图2-3-7所示。

我国一些小型煤矿常采用脉内斜井开拓。由于金属矿山矿床赋存条件复杂,矿体厚

薄、倾斜变化较大、井筒两侧需留有安全矿柱等问题，故应用甚少，仅在下列情况下可考虑应用：

(1) 矿体走向长，矿体厚度较薄，下盘岩体地质条件较坏，矿体稳定且矿石价值不高；

(2) 矿山急需投产并需在脉内做补充勘探；

(3) 由露天转入坑内开采时，从露天边坡上某一台阶掘进斜井，以节省工程量，加快投产。

3.5.3.2 下盘斜井开拓

图2-3-8表示下盘斜井开拓方案示意图。它具有石门短、基建量少、投产快、不保留矿柱等优点。

3.5.3.3 侧翼斜井开拓

因地表条件所限，在矿体下盘不宜设置斜井，或因矿石运输方向的要求，在矿体一翼设斜井比较方便时，可采用本方案，见图2-3-9。

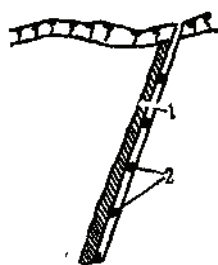


图 2-3-7 脉内斜井开拓方案
1—脉内斜井；2—沿脉平巷

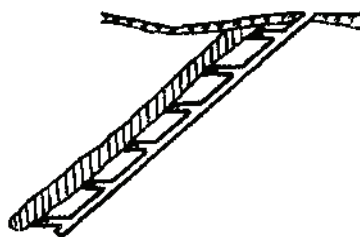


图 2-3-8 下盘斜井开拓方案

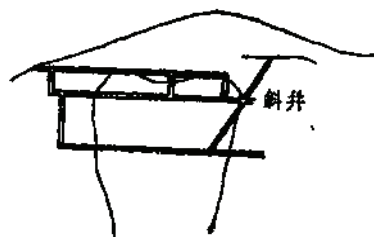


图 2-3-9 丁家山铜矿列石山矿段侧翼斜井开拓

3.5.4 矿车组（串车）斜井

矿车组斜井，按用途可分为主斜井、副斜井和混合斜井。主斜井用于提升矿石；副斜井用于运送设备、材料、人员和提升废石等或兼作通风、排水用。混合斜井主要用于中小型矿山，兼做主副提升。

3.5.4.1 适用条件及优缺点

矿车组斜井通常适用于生产能力较小的中小型矿山。它与竖井相比有如下优点：具有石门短、初期投资小，运输距离短，开拓准备时间少，施工设备简单、投产快、掘进延深斜井比较容易。

缺点是：提升速度慢、提升能力小；维护费一般高于竖井；提升人员、设备较复杂，钢丝绳磨损较竖井大；矿车组提升容易出轨，事故较竖井多；斜井中管道较竖井长，其排水阻力较竖井大。

3.5.4.2 矿车组斜井开拓设计中应考虑的问题

(1) 矿车组斜井开拓适用于中小型矿山和缓倾斜矿体盘区提升；

(2) 坡度小于 30° 、垂深超过90m的矿车组斜井，须用专门人车运送人员；

(3) 矿车组斜井井筒一般应取同一角度, 不宜中途变坡; 特殊情况下斜井下段倾角可适当大于上段倾角, 其范围大约为 $2^{\circ} \sim 3^{\circ}$;

(4) 斜井倾角为 $7^{\circ} \sim 15^{\circ}$ 时, 应设人行踏步; 倾角大于 15° 时, 应设踏步及扶手;

(5) 两斜井之间的距离应符合生产安全、施工方便和井口布置的需要。当斜井兼做风井时, 应保证出风井的废风不进入风井;

(6) 斜井中通风、运输、排水和管道电缆布置等应符合《冶金矿山安全规程》的规定;

(7) 应采用与井筒服务年限相适应的支护材料。在地震区或严寒区, 斜井应采用相应的防震、防寒措施;

(8) 甩车道的提升牵引角一般不超过 10° , 主要提升斜井的平曲线半径可取 $15 \sim 20\text{m}$, 竖曲线半径可取 $20 \sim 30\text{m}$;

(9) 为便于布置人行道和管道, 一般不采用双向甩车, 特殊情况需要双向甩车时, 甩车道岔口应错开 8m 以上; 采用双钩提升时, 斜井井筒一般应按双道布置;

(10) 斜井井筒中一般应设纵向主水沟, 井筒内每 $30 \sim 50\text{m}$ 设一坡度不小于 3% 的横向水沟, 将水流截至主水沟内;

(11) 当斜井倾角大于 $20^{\circ} \sim 25^{\circ}$ 时, 敷设轨道应考虑防滑措施(详见第三卷斜井有关部分)。

(12) 斜井上部或下部停车场, 须设防跑车装置(挡车器或挡车栏), 下部车场须设躲避洞。

(13) 斜井进风时, 井筒断面应按允许最大风速进行校验。

3.5.5 箕斗斜井

适用于生产能力 $30 \sim 60\text{万t/a}$ 的中型矿山, 斜井坡度一般大于 30° , 它与竖井提升相比, 除了生产能力比矿车组斜井大之外, 其它优缺点类似矿车组斜井, 此外在斜井口及井底要设有装卸矿设施及专门用做提升人员、材料的辅助斜井。国内矿山使用箕斗斜井矿山较少。

国内冶金矿山矿车组和箕斗斜井矿山实例见表2-3-4。

3.5.6 胶带输送机斜井

近20年来胶带输送机在国内外发展较快, 苏联一些研究机构的资料表明: 在运距 5km 范围内、运量在 1000万t/a 之内, 胶带输送机运输比铁路或汽车运输都经济。在地下矿山由于高强度胶带输送机的研制成功, 新型驱动装置和胶带监测控制系统的发展, 胶带输送机斜井具有生产能力大、连续化、自动化、生产工艺系统简单等优点, 国外采用胶带输送机斜井矿山日益增多。

3.5.6.1 胶带输送机斜井与竖井的优缺点比较

1. 优点

(1) 在同样生产能力条件下, 胶带输送机斜井断面较竖井断面小; 斜井掘进及支护较竖井简单, 掘进设备少, 掘进效率高, 石门短, 投资省, 成本低;

(2) 地表无高层井塔等构筑物, 土建工程简单;

冶金矿山斜井开拓矿山实例

表 2-3-4

序号	矿山名称	矿山生产能力 (万t/a)	矿床赋存条件				采矿方法	斜井位置 及提升 方式	斜井参数		
			延长 (m)	延深 (m)	倾角 (°)	厚度 (m)			断面 (m ²)	长度 (m)	倾角 (°)
1	湘潭锰矿 (二期)	25	2000	3000	47	2.2	水砂充填法	箕斗斜井	6.6	442	32
2	牟定铜矿	1500t/d	2700	540	11°~25°	3~18		侧翼箕斗斜井	13.4~ 22.7	832.4 708.6	14°44'44" 11°
3	王村铝土矿	24	1400	600	13°~18°	0.7~5	长壁崩落法	矿层内矿车串车斜井		2×600	13°~18°
4	湘潭锰矿 (三期)	10	2100		20~80	0.5~3	水砂充填法	串车斜井	8.08 8.08	240 盲井340	25° 盲井 25°
5	大罗坝铁矿	25.5	1000	600	18~22	0.9~3.6	全面法	矿车串车斜井		621	18°45'
6	大姚铜矿	4500t/d	2700	275	10~25	12		侧翼矿车斜井	7	700	19
7	邯郸玉石洼铁矿	100	1800		10~30	15~20	无底柱分段崩落法	下盘胶带输送机斜井	3×3.3	795.6	15°
8	山东明水粘土矿	18.5	490	400	4~10	1.82	长壁崩落法	下盘胶带输送机斜井	4.41	480.27	6°~14°

(3) 胶带输送机斜井可以同时提升矿石、废石及人员,它具有连续运输的特点,大大促进了企业向自动化连续运输方面发展。

(4) 在工程地质条件相同情况下,斜井口的选择比竖井更具有灵活性,更适应地表总平面布置及外部运输的需要。

(5) 胶带输送机斜井延深比竖井简单容易,施工安全、速度快、成本低。

(6) 在地震区胶带输送机斜井既可做矿岩提升井,又可做人员的可靠安全出口。

2. 缺点

(1) 胶带输送机斜井倾角受到一定的限制,一般应小于18°;

(2) 斜井井筒比竖井长,排水、供水管阻力增大,排水费比竖井排水费用高。

(3) 工程地质条件比竖井工程地质严格,

(4) 胶带输送机斜井维护费较竖井高。

3.5.6.2 国内矿山实例

1. 邯郸玉石洼铁矿

玉石洼铁矿设计规模为100万t/a,采用斜井、竖井联合开拓。该矿主井为钢绳牵引胶带输送机斜井,运送矿石,人员、材料由辅助竖井提升。

主斜井坡度为15°,斜井内除设有一条宽1m的钢绳牵引胶带输送机外,还铺设一条600mm轨距(单轨)、用于检修的辅助提升设施,提升机直径 $\Phi=2\text{m}$,安装在地表,绞车道与270m、220m、170m、120m等各阶段相通。胶带输送机长795.6m,后期延长至1182m。

矿石经采场溜井下放至主运输阶段,再经600×900mm颞式破碎机,将矿石破碎至0~250mm后放入矿溜井,用1000×1600mm中型板式给矿机送入胶带输送机运往地表,输送机技术性能见表2-3-5;开拓

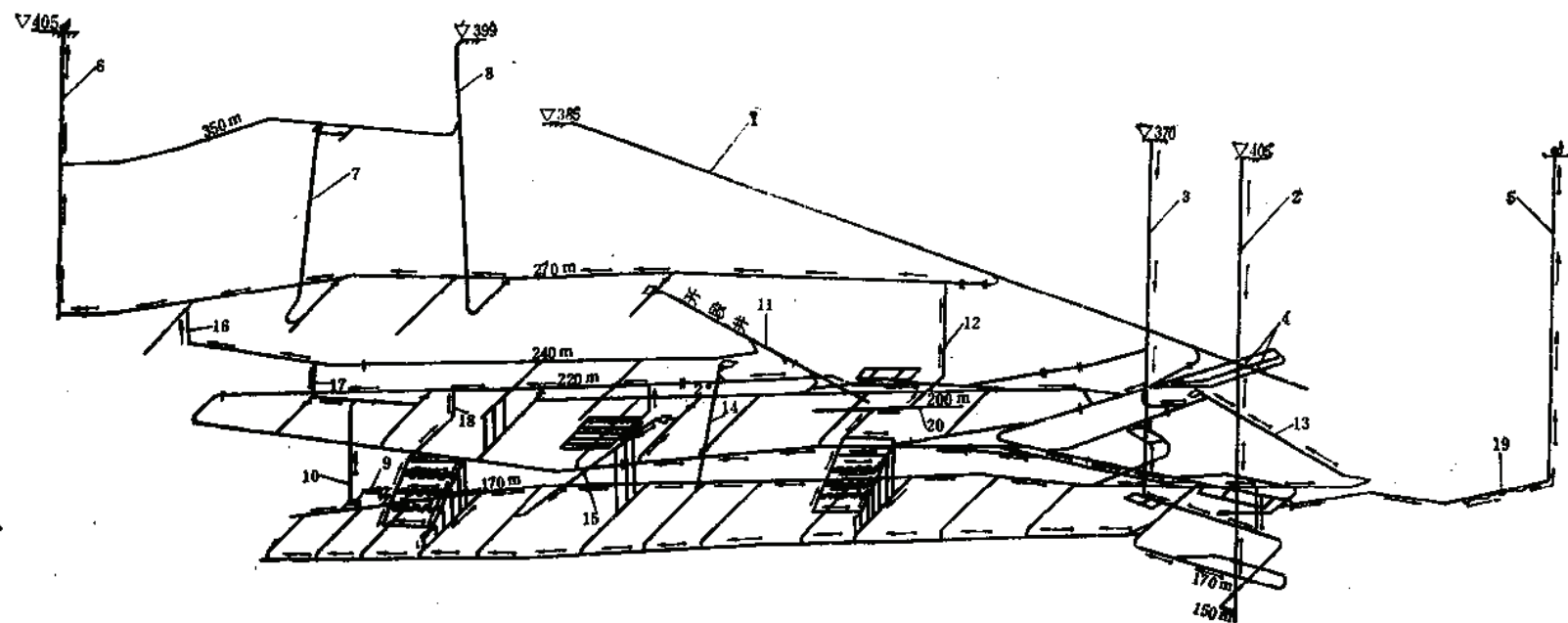


图 2-3-10 玉石洼铁矿开拓系统图

1—钢丝绳牵引胶带输送机斜井, 2—副井, 3—排水井, 4—溜破系统, 5—东硐干通风井, 6—风井,
7—设备井, 8—措施井, 9—炸药库, 10—回风天井, 11—斜井, 12—回风井

系统图见图2-3-10;斜井断面见图2-3-11。

玉石洼铁矿钢丝绳牵引胶带输送机技术性能表

表 2-3-5

序号	名 称	单 位	主 要 技 术 性 能
1	运输能力	(t/a)	运输矿石146.3 (计算)
2	运行速度	(m/s)	运矿石: 1.64 运人员: 1.0
3	胶带宽度	(mm)	1055
4	钢丝绳直径	(mm)	$\phi 40.5$
5	电动机功率	(kW)	2D ₂ 66/35.5-5B 2×250 (双机拖动)
6	减速机速比		$i = 35.64$
7	驱动轮直径	(mm)	$\phi 3500$
8	设备重量	(t)	初期 276.5; 后期 318
9	输送机倾角	(°)	15
10	输送机长度	(m)	初期 795.6 后期 1182
11	初期工程每米设备投资	(元)	2610
12	初期工程每米投资	(元)	4241 (包括地表机房)
13	每米胶带单价	(元)	248.6

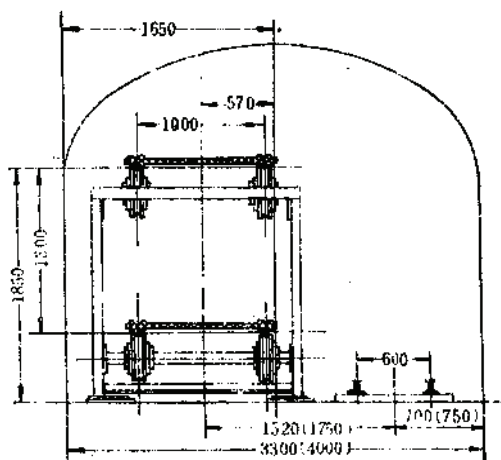


图 2-3-11 玉石洼铁矿主斜井断面图

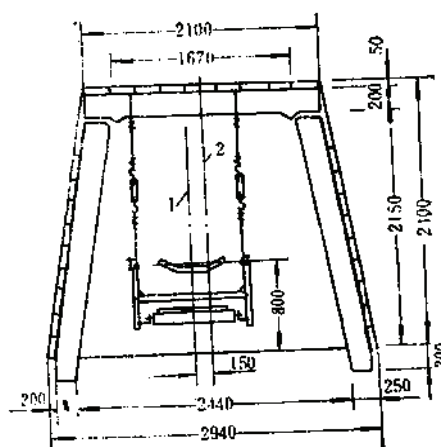


图 2-3-12 明水粘土矿主斜井断面图

1—胶带输送机中心线; 2—斜井中心线

2. 明水粘土矿

明水粘土矿王家寨西段七区, 矿体长490m, 倾斜长400m, 倾角 $4^{\circ} \sim 10^{\circ}$, 矿体厚度1.3~2.62m, 平均厚度1.82m, 矿石为灰白色质细而光滑, 易风化破碎。自然体重 $2.49t/m^3$, 松散系数1.5, 矿石含 Al_2O_3 37~38.5%, 直接顶板为铁质泥岩, 厚度3~4m, 性脆, 节理发育。

依据矿床特点采用下盘主副斜井开拓。主斜井采用吊挂式胶带输送机运输矿石, 斜井长480.27m, 倾角 $5^{\circ} \sim 14^{\circ}$, 净断面 $4.41m^2$, 掘进断面 $6m^2$, 钢筋混凝土棚子支护。主井内安装有4台普通吊挂式胶带输送机串联运行, 回采工作面采下的矿石用3吨电机车牵引 $0.75m^3$ 翻斗车到车场翻入50吨矿仓中, 再用给矿机向胶带输送机供矿。经胶带输送机将矿石运到地表筛分楼筛分。

副斜井在井口设有一台 $75 \times 0.745kW$ 绞车, 提升串车。

矿山设计规模: 年产矿石18.5万吨, 服务年限18年, 见图2-3-12。胶带输送机特征见表2-3-6, 国内部分采用胶带输送机矿山情况见表2-3-7, 国外情况见表2-3-8。

明水矿吊挂胶带输送机特征表

表 2-3-6

序	名 称	胶 带 输 送 机				
		1号	2号	3号	4号	5号
1	胶带输送机倾角(°)	14	6~14	6	6	6
2	胶带输送机长度(m)	78.59	133.81	114.42	114.51	123.36
3	输送机电机型号	JO ₂ 51-4 10kW	JO62-4 10kW	JO ₂ 51-4 7.5kW	同左	同左
4	输送机型号	JD62-650 固定式	JD62-650 吊挂式	JD62-650 吊挂式	JD62-650 吊挂式	JD62-650 吊挂式
5	胶带规格	普 通 胶 带		B=650mm		上胶i=4mm 下胶厚=1.5mm
6	减速机型号	PM400-I	PM500-I	同 左	同 左	同 左
7	槽式给矿机型号		内槽 700×1460 外型尺寸 2750×940×760	同 左	同 左	同 左
8	槽式给矿机配用电机型号		JO42-4型 2.8kW	同 左	同 左	同 左
9	远 速 (m/s)	1.0	1.2	1.0	1.0	1.0

3.5.6.3 国外矿山实例

1. 爱尔兰Avoca铜矿

矿山日产矿石4000t, 设计最大生产能力为5000t/d矿石。矿体倾角 $50^{\circ}\sim 70^{\circ}$ 。该矿开采庞德和南部两矿体, 南部矿体的走向长400m, 厚度约为18m, 储量244.6万吨, 矿石为含黄铜矿的绢云母石英英绿泥片岩, 品位0.9%。庞德矿体走向长400m, 厚度9m, 储量200余万吨, 矿石为细粒黄铁矿含铜1.29%。庞德矿体采用无底柱分段充填法, 南部矿体采用垂直深孔阶段空场法回采。

矿山采用二段折返式胶带输送机斜井开拓, 第一段斜井坡度为 17° , 第二段斜井坡度为 14° 。斜井断面 $4.5\times 3.6\text{m}^2$, 胶带宽914mm, 运输能力250t/h, 斜井内除一侧顶板悬挂有钢丝绳胶带输送机外, 其下部和另一侧可通行无轨设备和卡车。井下破碎站设于2000m水平以下, 有二台 $1200\times 1500\text{mm}$ 颚式破碎机, 矿石破碎块度小于150mm, 开拓系统图见图2-3-13, 断面图见图2-3-14。

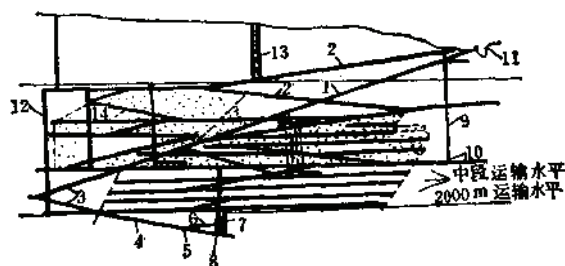


图 2-3-13 Avoca矿胶带输送机斜井开拓系统图

1—胶带输送机主斜井(17°)，2—斜坡道，3—第二段胶带输送机主斜井(14°)，4—胶带输送机主斜井($11^{\circ}19'$)，5—水泵站，6—联络斜坡道，7—2000吨矿仓的破碎站，8—老的坑内破碎站，9—竖井，10—水仓及泵站，11—选厂，12—通风天井，13—两个旧井筒，14—庞德矿体采区斜坡道

表 2-3-7

国内已投产运转和设计的胶带输送机技术特征表

技术特征	平顶山 一矿 (井下)	卫东煤矿 (主斜井)	凤凰山 煤矿 (主斜井)	昆阳磷矿 (露天)	攀枝花 钢厂	大屯煤矿 (石门)	大屯煤矿 (东大巷)	大屯煤矿 (东大山)	大厂煤矿 (斜巷)	明水粘土矿 (主斜井)	玉石洼铁矿 (主斜井)	高板河 磁铁矿 (设计)	金川二矿区 (设计)
输送物料	煤	煤	煤	磷矿石	铁矿石	煤	煤	煤	矿石	粘土矿	铁矿石	铁矿石	矿石
全长 (m)	720	860	747	545	280	280	1000	750	715	480.27	初期795.8 后期1182	1372.8	№1, 280m, №2, 1051m; №3, 810m, №4, 180m
倾角 (°)	-6	+16	+16	-12	16°31'	12	0~12	-7~-8	0~16	8~14	15	15	№1及 №4水平 №3及 №2 12°
输送能力 (t/h)	500	450	551	900	200	450	450	450	470	650	145.5万t/a	125	1206
带宽 (mm)	900	1000	1200	800	650	800	1000	800	800	1~1.2	1055	600	2.5
带速 (m/s)	2	1.68	2.13	2.5	1.38	2.16	1.13	1.8	1.8	普通	运矿1.64 运人1.0	2	№2, 40 №3, 50
胶带强度 (GX) (kN/cm)	6.3	20	20	10	10	10	10	10	12.5	普通	钢丝绳引 φ40.5	25	
钢丝绳规格	φ4.5 7×7×3	φ6.75 7×7×7	φ6.75 7×7×7	φ4.5 7×7×3	φ4.5 7×7×7	φ4.5 7×7×7	φ4.5 7×7×7	φ4.5 7×7×7	φ6.75	普通	钢丝绳引 φ40.5		
钢丝绳芯间距 (mm)	17	13	13	10.5	10.5	10.5	10.5	10.5	18	普通	钢丝绳引 φ40.5		
上下履带厚度 (mm)	4	6	6	4	4	4	4	4	18	普通	钢丝绳引 φ40.5		
功率 (kW)	55	3×220	630	115	100	75×3	75×3	125	225	吊架式 TD62-650	2×250	3×115	№1, 280 №2, 900×2 №3, 630×2
机架型式	吊架式	固定式	固定式	固定式	固定式	吊架式	固定式	吊架式	固定式	吊架式	固定式	固定式	
驱动方式	单电机 单滚筒	多电机 双滚筒	单电机 双滚筒	单电机 单滚筒	单电机 单滚筒	三电机 双滚筒	三电机 双滚筒	单电机 单滚筒	双电机 双滚筒	吊架式 TD62-650	2×250	固定式	
总重量 (t)	52.5	170	147.5	77.5	77.5	75×3	75×3	90	65	吊架式 TD62-650	初期276.8 末期318	双滚筒	
投产日期	1970	1971	1970	1974	1974	1975	1976	1976	1976	吊架式 TD62-650	1976	设计	设计
设计单位	北京起 重运输机 研究所	陕西煤 矿设计院	北京煤 矿设计院	化学矿 山设计研 究院	重庆钢 铁设计院	上海煤 矿机械研 究所	同左	同左	长沙有色 冶金设计 研究院	矿山自造	华北矿 务设计院	北京有色 冶金设计 研究院	北京有色 冶金设计 研究院

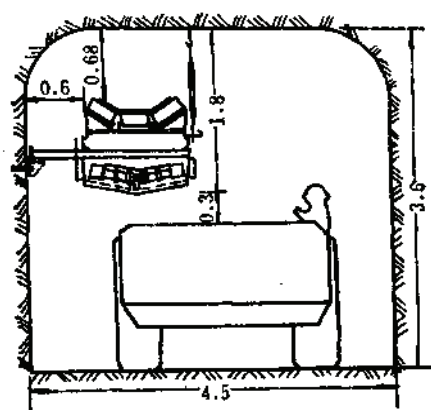


图 2-3-14 Avoca矿斜井断面图

2. 美国沃巴拉铁矿

位于海湾底下的沃巴拉铁矿，有三个层状矿体，每层厚1.5~9m，倾角8°，沿走向长5km，围岩稳固。1954年时矿山生产能力为180万t/a，采用箕斗提升后经过改造使生产能力达到300万t/a。原有提升能力不能满足要求，改为胶带输送机斜井运输。采矿方法为房柱法。全矿4条斜井，其中三条开凿在矿体中，一条开掘在下盘岩石中，斜井断面均为6×4.2m，主斜井中安装10台胶带输送机，带宽1000mm，总长3579m，倾角12°~14°，提升高度535m，运输能力为1160t/h。

目前回采工作区距海岸5km，在海底490m以下，距海平面610m，见图2-3-15。

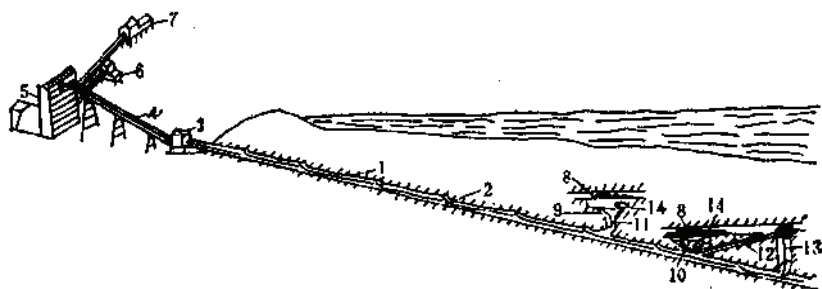


图 2-3-15 沃巴拉铁矿斜井开拓系统

1—斜井；2—胶带输送机；3—上部运转站；4—胶带走廊；5—破碎筛分间；6—废石仓；7—矿仓；8—翻笼；9—筛分机；10—板式给矿机；11—矿仓；12—胶带输送机；13—矿仓；14—破碎设施

3.5.7 平行双巷斜井开拓

由于无轨采矿技术的迅速发展，为加快长距离胶带输送机斜井和无轨斜坡道的快速掘进，在确定斜井（斜坡道）开拓方案时，趋向采用平行双巷斜井或斜坡道布置方式，以求安全、低成本、高效率、快速进行矿山开拓。

3.5.7.1 主要特点

(1) 双巷斜井或斜坡道掘进时，入风与排风各自形成独立的通风系统，由于采用大风量的通风机，使长距离斜井或斜坡道的掘进工作能保持良好的工作环境；

(2) 采用双巷斜井或斜坡道可使一条斜井的凿岩、爆破、支护、安装等作业与另一条斜井或斜坡道的装岩工作等作业平行交替地进行，进一步提高作业人员效率和无轨设

国外部分采用胶带输

国 别	矿 山 名 称	生产规模 ($\times 10^4$ t/d)	矿 体 产 状				主 斜 井	
			长 度 (m)	宽 度 (m)	厚 度 (m)	倾 角 (°)	长 度 (m)	坡 度 (°)
美 国	Lake Shore 铜矿	360			750		2×2250	15
美 国	埃林顿铁矿	150					1301	18
美 国	白松铜矿	21000t/d				10		~10°
美 国	沃巴拉铁矿	300	5000		1.5~9	8	3579	12~14
美 国	Questa 钼矿	16500t/d	1500	150	120		1980	10
加拿大	Gaspé 铜镍矿	150		150~547	30~50	12~23	670	19
加拿大	Dumbarton 镍矿	23	720		6	~90	687	15
加拿大	Macleod 铁矿	250	2200	100	90		2×4860	10
加拿大	Ben Soni Lake 铜矿	800t/d					2054	14
日 本	日立铜矿	60		2~10		70~90	2078	17.5
日 本	深泽铜铅锌矿	30	1500	700	5.1	10~12	2×2200	9°45'
日 本	小坂铜铅锌矿	50			20	15	610	16.5
日 本	细仓铅锌矿	48	400		1.5	70~80	1014	13~16
日 本	生野多金属矿	200t/d	2600		1	60~70	550	18.5
法 国	Mazaugues-Aral 矿	30			3	15		16°35'
法 国	Lake Guetli 铝土矿	25			5.5	15	457	20%
法 国	Saint-Salvy 铅锌矿	25			2.0~4		250	17
爱尔兰	Avoca 铜矿	70			9~18	50~70		17
南非 ^①	Oamites 铜矿	50	500	360	14~18	83~90		14
南 非	O'okiep 铜矿	30					300	25%
苏 联	Баканек 铁矿	490			5~40		1350	13
苏 联	Кирова 铁矿	1450	1500		15~25	35~70	2×4000	16
芬 兰	Vuornos 铜镍矿	55	3500	50~200	8	缓	2500	15.5
埃 及	Hanrawan 磷矿	120	12000	5000	1.5~3.5			7~12

① 在白人种族主义者统治下，下同。

备利用率；

(3) 在二条斜井掘进完工之前，可先进行一条斜井（上部已掘部分）胶带输送机的安装工作，以便缩短胶带输送机安装与试调时间，以利矿山早日投产；

(4) 胶带输送机与无轨自行设备是在各自的斜井或斜坡道内运行，可避免无轨车辆与胶带输送机同处一条斜井内混合运行时，车辆易碰坏输送机等事故；

送机斜井开拓矿山

表 2-3-8

断面 (m ²)	胶带输送机		开拓深度 (m)	采矿方法	附 注
	带 宽 (mm)	能 力 (t/h)			
	1067		垂深 582	阶段自然崩落法分段采矿法	
		400~900	垂深 358		矿石破碎200mm七台输送机串联
	1376尼龙带		垂深 548	房柱法	
6×4.2	1000	1160	垂深 535	房柱法	破碎后矿石用10条输送机接力
5.8×4.6	1200		垂深 363	阶段自然崩落法	
6×5.4	1067		垂深 256		
5.5×2.4	762	150	垂深 150	分段空场法	
			垂深 740	阶段自然崩落法	钢丝绳牵引胶带输送机
5.7×2.4	914	200			
	750	250	垂深 624	人工假顶充填法	
4×2.8	750	200	垂深 400	人工假顶下向充填法	
3.2×2.2	750	200	垂深 173	同 上	
	750	280	垂深 254	留矿法	
	普通胶带				6段普通胶带
15	1000	400			
	800			房柱法	
	800		垂深 280	下向分层充填法	
3.6×4.5	900	250	垂深 300		
5.2×2.7	900		垂深 360		
4.9×2.7	780	250	垂深 73	分段空场法	
11.4	1400		垂深 300	分段崩落法	
17.8	2000	3000	垂深 700	分段崩落法	
	1200	500			
	650			长壁法	
	800				

(5) 双巷斜井沿线路每隔100~150m设一联络道将两斜井连通,可以很方便地从一条斜井通过联络道对胶带输送机进行检修;

(6) 为了保持平行双巷斜井的掘进,迫使胶带输送斜井的坡度向无轨斜坡道的坡度靠拢,即从通常的16°左右坡度降至10°左右,增加了胶带输送机的长度和斜井长度。

3.5.7.2 实例

日本深泽铜铅锌矿是一座日产矿石1000吨的矿山。矿山采用平行双巷即胶带输送机斜井及斜坡道进行矿床开拓。斜井及斜坡道坡度为 $9^{\circ}45'$ ，第一号胶带输送机斜井与斜坡道长度均为2200m，两斜巷中心距为15m，沿斜井方向每隔100m将两斜巷联通，斜井（斜坡道）断面为 $4 \times 2.8\text{m}^2$ ，见图2-3-17。

矿山采用下向分层人工假顶充填法。矿石用铲运机从工作面运至矿石溜井，经破碎机将矿石破碎后放入第2号胶带输送机（长224.3m）再转运至1号胶带输送机运出地表，开拓系统见图2-3-16。

该系统从1971年11月2日开工到1973年2月13日结束，历时399天，共掘进4891.6m，平均日掘进11.7m，施工设备有Eimco912-B型铲运机配2-4台10吨自卸卡车，凿岩采用2台气腿式凿岩机，创造了平均双巷每月掘进300m的高速度，见图2-3-18。

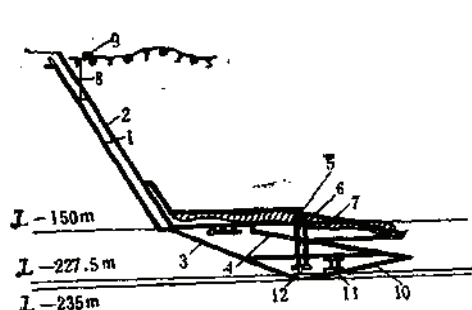


图 2-3-16 深泽开拓系统图

1—1号胶带输送机斜井；2—卡车斜坡道；3—2号胶带输送机斜井；4—下盘斜坡道；5—废石溜井；6—矿石溜井；7—沿脉斜坡道；8—排水孔；9—沉淀池；10—联络斜坡道；11—泵站；12—破碎硐室

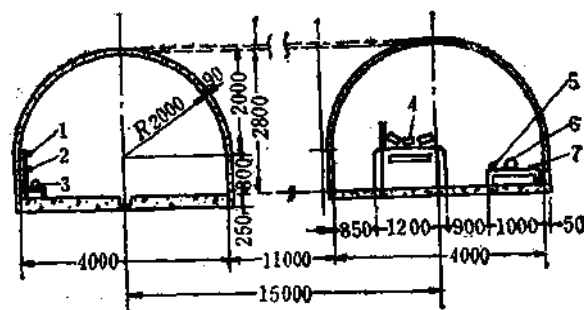


图 2-3-17 深泽双巷断面图

1—充填管；2—供水管；3—压风管；4—750mm宽皮带；5—排泥管；6—排水管；7—电缆

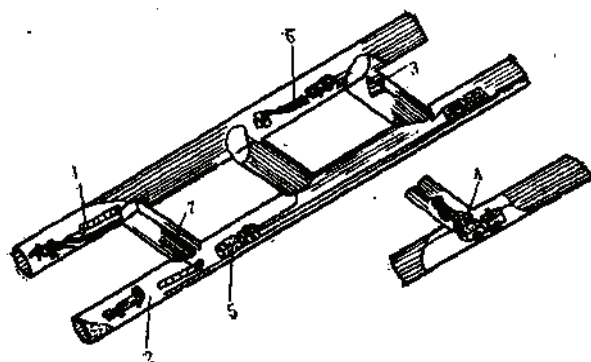


图 2-3-18 平行双巷斜井掘进示意图

1—局部通风机；2—铲运机；3—风门；4—废石装载作业；5—10t卡车；6—喷射混凝土设备；7—联络道

3.6 竖井开拓

竖井是地下开采矿山使用最广泛的开拓方法。当矿体赋存在地面以下，矿体倾角 $>45^{\circ}$ ，或倾角 $<15^{\circ}$ 而埋藏较深的矿体，一般多采用竖井开拓。

3.6.1 竖井开拓设计中应考虑的一些问题

3.6.1.1 竖井位置的选择

选择竖井位置时应综合考虑矿体产状、工程地质条件、地表破碎厂、选厂位置、工业场地及外部运输等因素。

(1) 主副井尽可能布置在矿体厚大部分的中央下盘,在考虑运输功最小的同时,必须注意外部运输流向,减少反向运输量,使内外部运输功最小。

(2) 主副井应尽量集中布置,注意不占或少占良田。井口标高应高出当地历史最高洪水位1~3m以上。在中央式主副井之间布置破碎系统时,主副井间距应在50~100m之间。

(3) 井筒应避免压矿,并布置在开采后地表移动区之外20m;当有可能发生山洪和山坡滚石及岩崩危险时,井口要远离上述危险区。

(4) 井筒要避免穿过流砂层、含水层和断层破碎带,若避不开时,设计上应采取措施。

(5) 竖井断面及提升能力的确定,应根据矿山远景储量及服务年限考虑采矿工艺和设备的发展,应留有应变的富余能力,详见矿山机械卷及井巷工程卷。

3.6.1.2 箕斗和罐笼井的划分标准

当矿石年产量在30万吨以下,井深为300m左右时,金属矿山一般采用罐笼提升;

当矿石年产量超过50万吨,深度大于300m时,通常采用箕斗提升。

当矿石年产量在50~30万吨时,应进行技术经济比较,确定采用何种提升方式。

当开拓深度较大、地质条件复杂和施工困难时,为减少工程量,适当减少井筒数目将获得较好的经济效益,这时可考虑采用混合竖井方案。

3.6.1.3 辅助提升设施

根据矿山生产实践,年产60万吨的矿山可设一套辅助提升设施,年产量大于100万吨的矿山应设两套辅助提升系统;年产量在60~100万吨的矿山设1~2套辅助提升系统。

3.6.1.4 做为安全出口用的竖井

这类竖井必须设有提升设施和梯子间。梯子构件和梯子间平台构件等,要有足够的强度并要考虑防锈蚀措施,确保井下一旦发生事故时,便于地表抢救人员和井下人员从梯子间出入或撤离。具体要求详见《冶金矿山安全规程》第24条。

位于地震区的竖井安全出口,当井筒深度超过300m时,每隔200m左右应在井筒附近设一休息室(硐)并与梯子平台相通;当设计地震烈度为8~9度时,处于表土段的井筒直至基岩内5m,必须用双层钢筋混凝土作井颈;靠近井口的各种预留硐口(压气管硐、排水管硐、通风硐)应尽量错开布置,避免在同一水平截面或竖直面将井壁削弱过多,必要时井壁需进行局部加强。

3.6.1.5 深井开拓

各国对深井划分不一。南非把1500m的矿井称深井;苏联划分三级:300~1000m为中深井,1000~1500m为深井,2500m以上为超深井。根据国外一些深井矿山经验,设计中应考虑下列问题:

(1) 当开采深度超过800m、年产矿石80万吨以上时,无论矿床的倾角如何,一般应优先考虑竖井开拓,但也有少数矿山开采深度在800m左右采用胶带输送机斜井开

拓的。

(2) 深井开拓竖井断面有增大的趋势。目前世界上最大的竖井断面, 是南非 President Steyn 金矿 4 号竖井, 其断面为 $10.21 \times 10.97 \text{m}^2$ (椭圆形竖井), 深 2365.2m。该井系箕斗、罐笼混合井。

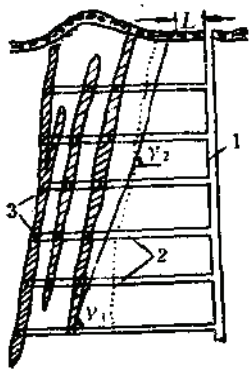


图 2-3-19 下盘竖井开拓方式

1—下盘竖井; 2—阶段石门;
3—沿脉平巷; γ_1 、 γ_2 —下盘岩石移动角; L—下盘竖井至岩石移动界线的安全距离

实例 铜陵凤凰山铜矿

矿山地表地形起伏不平, 矿床以 I、II、III、IV 号矿体为主各矿体赋存于花岗岩与石灰岩的接触带内。各矿体自北西向北东略呈弧形, 长约 1800m, 埋深已达 -300m, 矿体倾角 $60^\circ \sim 80^\circ$, 矿体为稳固的含铜砂卡岩。

该矿山为六十年代初所设计, 采用下盘竖井开拓方案。主井为净径 $\Phi 5.5 \text{m}$ 的混合井, 井口标高 +132m。混合井内设有 10.5 吨底卸式单箕斗 (带配重) 提升矿石、废石, 用 5 号单罐笼提升人员材料及部份废石。矿山设计规模为 2000t/d。投产后的需要利用在 34 线附近的盲竖井 (开拓 -80m、-120m 阶段时的措施井) 与地表贯通作为副井。在南翼 24 线和北翼 14 线附近设有通风井 ($\Phi 4.5 \text{m}$)。

阶段高度 40~50m, 在 -40m 阶段设有两个矿石溜井及一个废石溜井。-140m 设有破碎站, 在 -190m 阶段设粉矿回收设施。

矿石经采场溜井装入 7m^3 底卸式矿车, 用 7 吨架线式双机车将矿石运至主井附近卸入矿石溜井, 矿石经井下破碎石经矿仓装入箕斗, 提升至地表卸入井上矿仓, 再经胶带输送机运往选厂。

废石用箕斗提升至地表, 卸入废石仓转汽车运至排弃场。

通风采用由混合井和副井进风、南北风井抽出的对角式通风系统。采矿方法为分层充填法。尾砂用砂泵从选厂扬至 +102m 平硐经 2 个钻孔放到 +10m, 再由水平巷道经采场天井把尾砂放入采场充填。

3.6.2.2 上盘竖井开拓

该开拓法是在上盘岩体移动范围之外布置竖井、从竖井再掘进石门通达矿体的开拓方法。上盘竖井开拓法与下盘竖井开拓法相比有如下缺点:

上部阶段石门较长, 基建时间长, 初期投资大, 通常只有在下述情况下才考虑采用上盘竖井开拓法:

(1) 地表地形条件。矿体下盘是高山而上盘地形比较平坦, 采用上盘竖井井筒长度短;

(3) 深井地温随深度而增加, 必须采取降温措施, 井筒断面应考虑制冷管道的敷设和增加备用管道的位置。

3.6.2 竖井开拓布置方案

通常按竖井与矿体的相对位置有如下几种开拓方式。

3.6.2.1 下盘竖井开拓

在矿体下盘岩石移动带外设置竖井, 再掘阶段石门通达矿体 (图 2-3-19)。下盘竖井开拓对井筒保护条件较好, 一般不需要留保安矿柱。缺点: 石门长度随着开采深度而增长, 尤其矿体倾角变小时, 下部石门则更长, 开拓量增加。

下盘竖井开拓适用于埋藏地表下的急倾斜矿体的开拓。若矿体倾角等于或小于下盘岩石移动角时, 竖井应布置在地表土层移动角之外, 若矿体倾角大于下盘岩石移动角时, 则竖井应布置在下盘岩体移动范围之外。

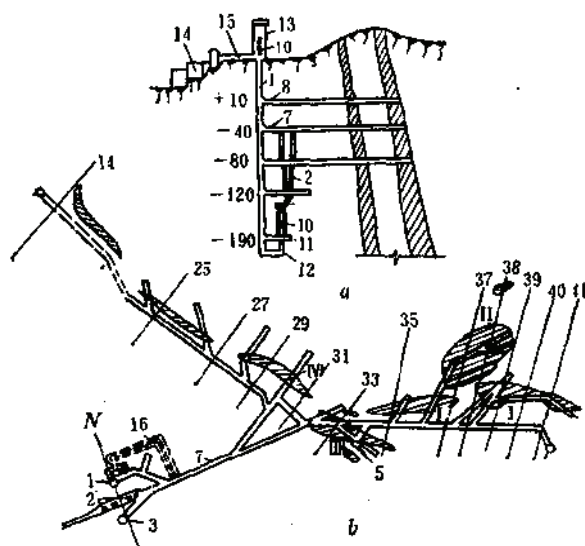


图 2-3-20 铜陵凤凰山铜矿下盘竖井开拓图

a—模剖面示意图, b—-40m阶段平面图

I、II、III、IV—矿体编号, 1—混合井, 2—矿石溜井, 3—废石溜井, 4—1号盲井, 5—2号盲井, 6—通风井, 7—运输阶段, 8—副阶段, 9—140m破碎站, 10—矿仓, 11—胶带输送机巷道, 12—粉矿回收井, 13—井塔, 14—选厂, 15—胶带输送机, 16—水仓

- (2) 地表及厂区内外部的运输联系及场区布置采用上盘开拓投资省、运输费用低;
 (3) 下盘地质条件复杂或地表有河流、湖泊或不能避开破碎带等。

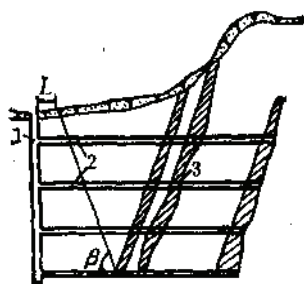


图 2-3-21 上盘竖井开拓方式图

 β —上盘岩石移动角, L —上盘竖井至岩石移动界线的安全距离

1—上盘竖井, 2—石门, 3—沿脉平巷

实例1

湖南桃林铅锌矿采用上盘主副竖井中央式开拓方案。矿山位于丘陵山区, 矿体南部下盘为地势较高的山地, 由花岗岩组成。北部及西部为起伏不大的丘陵地带。矿床由东西两矿体组成, 东西延长约 300 m, 两矿体之间有 600 m 长的倾斜无矿带隔离。东矿体位于新墙河下部, 矿体顶部离河床仅 25~30 m, 西矿体位于起伏不大的丘陵地带。矿体沿倾斜方向延长 600 m, 矿体厚度平均为 10 m, 最厚达 47 m。矿体向北倾斜, 倾角 $35^\circ \sim 45^\circ$ 。矿体上盘为千枚岩、砂岩和板岩, $f = 3 \sim 5$, 不稳固, 但不透水。矿石和下盘岩石硅化强烈, 特别是矿体以南为大片花岗侵入体, $f = 10 \sim 12$, 较稳固。

该矿床采用上盘竖井开拓方案。主井和副井布置在矿体上盘中央, 两井相距 45 m。主井净直径 4 m,

用 3.1m^3 的双箕斗提升矿石。副井净直径 5.5m ，提升人员、设备、材料及废石等。东回风井为 60° 斜井，断面 6.03m^2 ，距矿体下盘约 10m ，西回风井在 -40m 以上为竖井（净径 3m ）， -40m 以下改为斜井。

选厂位于矿区西北 6km 的鱼潭，有准轨铁路相通。

阶段高度采用 40m ，划分 $+40\text{m}$ 、 $\pm 0\text{m}$ 、 -40m 、 -80m 、 -120m 、 -160m 、 -200m 和 -240m 等阶段。

矿石经采场溜井装车后，在阶段运输巷道中用电机车拉至主井井底车场，卸入溜井，经装载硐室装入箕斗。矿山阶段生产能力为 3000t/d ，溜矿系统有下述二个系统：

第一溜矿系统—— $+40$ 和 $\pm 0\text{m}$ 的矿石经溜井放入 -20m 装载站，装箕斗提升；

第二溜矿系统—— $\pm 0\text{m}$ 、 -40m 、 -80m 阶段的矿石，经溜井放至 -100m 装载站，装入箕斗提升至地表。

矿石提升至地表矿仓，再装入准轨火车，由机车拉至选矿厂；废石则由罐笼提升至地表运往排弃场。矿山采用抽出式通风系统。开拓系统图见图2-3-22。

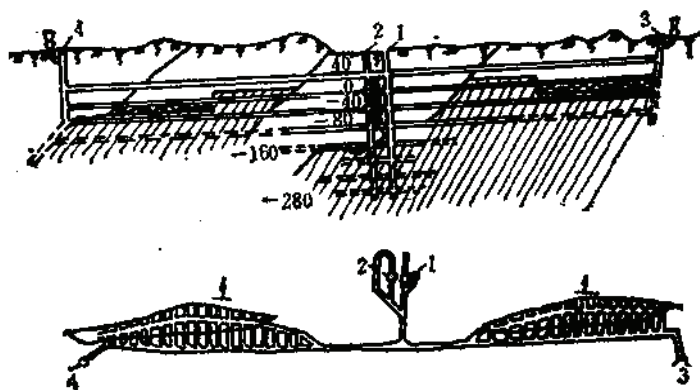


图 2-3-22 桃林铅锌矿上盘竖井开拓系统图

1—主井；2—副井；3—东风井；4—西风井

实例2

加拿大KIENA金矿设计规模 1500t/d ，矿体位于潮水下面，并三面环潮，距潮最近约 93m ，湖底有细泥层厚 22m ，形成自然隔水层，围岩为灰岩，抗压强度 $50\sim 100\text{MPa}$ ，其节理裂隙发育，矿体倾角上陡下缓，平均 35° ，矿体厚 $30\sim 40\text{m}$ ，长度 $100\sim 200\text{m}$ ，呈透镜状，矿石储量 500 万吨，含金品位 6.5g/t 。

矿山开拓方式。由于下盘及矿体上部为潮水，故采用上盘竖井、盲斜井、斜坡道联合开拓方法。竖井深 400m ，装有两罐笼，下挂箕斗。矿山采用分层胶结充填采矿法，VCR法回采矿柱并事后进行充填。靠近湖底的矿体其开采顺序由上盘往下盘回采；远离湖底的矿体，采用由下盘向上盘的回采顺序。

3.6.2.3 侧翼竖井开拓

采用这种开拓方案时，其井下各阶段巷道的掘进和井下运输线路只能是单向的，掘进及运输线路较长，掘进速度受一定限制。通常适用于下列情况：

- (1) 上下盘岩体工程地质条件较坏，不利设置竖井，而侧翼工程地质条件较好；
- (2) 上下盘地表工业厂地或井口布置上受地形限制，而矿体侧翼有合适的工业场地时；
- (3) 选矿厂和尾矿设施等宜布置在矿体侧翼，地下矿石运输与地表矿石流向一

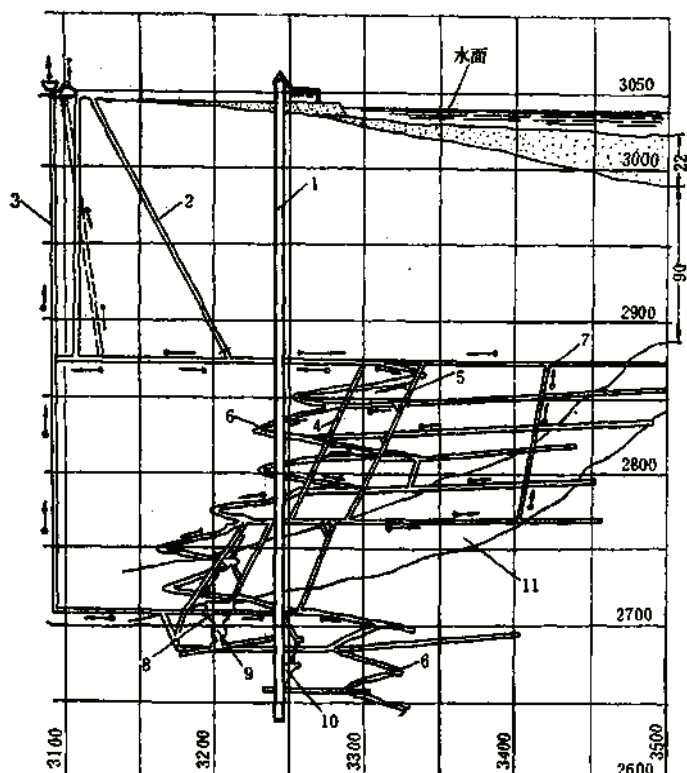


图 2-3-23 KIENA金矿开拓系统示意图

1—竖井，2—安全出口，3—排风井，4—矿石溜井，5—废石溜井，6—斜坡道，7—通风井，8—破碎站，9—矿仓，10—箕斗矿仓，11—矿体

致时，

(4) 矿体倾角较缓，竖井布置在上、下盘石门掘进量大，或矿体走向长度短、掘进量小、运输费较低时。

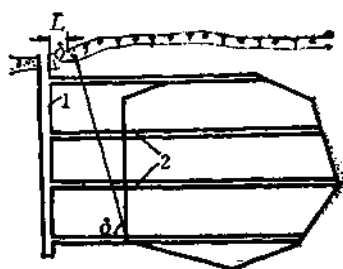


图 2-3-24 侧翼竖井开拓方式图

δ —矿体走向端部岩石移动角；
 L —侧翼竖井至岩石移动界线的安全距离；
 1—侧翼竖井，2—阶段平巷

实例1

辽宁红透山铜矿是我国冶金矿山第一座采用多绳提升的中型矿山。矿体赋存在起伏的山岭地带，由大小七个矿体组成。其中1号矿体储量占总储量90%以上，长330~450m，厚度10~20m最厚达50m，

倾向南东 $60^{\circ}\sim 75^{\circ}$ ，矿体上下盘均为黑云母片麻岩 $f=12\sim 14$ ，矿石为黄铜矿，矿石容重 3.55t/m^3 。

由于地形条件及选厂位置的关系采取侧翼竖井布置。主井为圆形($\phi 5.5\text{m}$)混合井。井筒内设有 $2\times 3.1\text{m}^3$ 翻转式箕斗及一个 $3200\times 1440\text{mm}$ 单层罐笼(带平衡锤)，井筒深 816m ，地表井塔设有二台 $\phi 2.25\times 4$ 绳提升机。井下设有破碎硐室，将破碎后的矿石用箕斗提升至地表并用胶带输送机送至索道站再运往选厂。废石由罐笼提至地表倒入废石仓。

用盲副井提升人员、材料、设备，也兼作进风井，污风由排风井排出，形成单翼对角式通风系统。

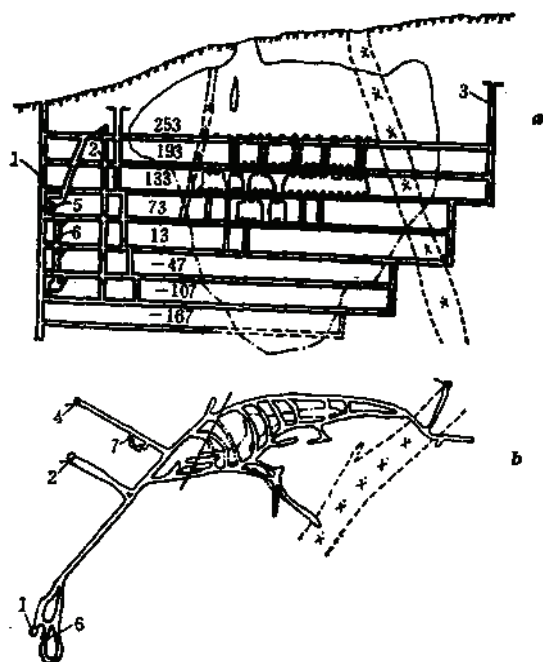


图 2-3-25 红透山铜矿侧翼竖井开拓系统图

a—矿体纵投影图；b—133m水平阶段平面图

1—主井；2—副井；3—东风井；4—西风井；5—破碎硐室；6—矿石竖井；7—炸药库

实例2

武钢余华寺铁矿矿体赋存于石英闪长岩与大理岩、角岩的接触带中。矿体走向长约 400m ，上盘为厚度较厚的砂页岩和角岩， VI 线以东上盘为大理岩，下盘为石英闪长岩。矿体倾角较陡： -150m 以上倾角大于 60° ， -200m 以下变为 57° 。 0m 以下为地下开采对象，最深开采至 -400m 。矿石粉矿率达 33.5% ， -50m 水平以下粉矿率达 57.03% 。矿石稳定性差，矿体厚度一般为 $5\sim 30\text{m}$ 。设计范围内的工业矿石储量为 1230 万吨，矿石地质品位 $\text{Fe}43.17\%$ ，含硫 3.16% 。矿体上部用露天开采，开采后形成长约 550m 、宽 150m 、深 70m 的露天坑。矿山设计规模为年产矿石 40 万吨。矿山服务年限为 35 年。

矿床开拓采用侧翼主副井开拓方式。主井(罐笼井)提升矿石，使用 1.2m^3 固定式矿车，地面用窄轨将矿石运至选矿厂；副井(罐笼井)提升废石、人员材料。主井采用罐笼提升的原因在于粉矿较多，不易设置溜井系统，不易用箕斗提升，并防止矿石在运输中过于粉碎，以及防止堵塞溜井或跑溜子等问题发生。

主副井布置在 VI 线附近，该处为石英闪长岩，风化程度较轻，工程地质较好，地面较宽敞，布置井口较方便；且矿量集中在 VI 线以南，矿石反向运输量小。废石车从副井提升至 $+90\text{m}$ 标高，可直接翻卸到上盘排弃场。主副井相距 65m 。风井为斜井，倾角 30° ，斜长 330m ，距工业厂区较远，设计上把它做为矿山安全出口。

阶段高度为50m, 开拓阶段为+10m、-50m、-100m, 直到-400m。-10m为回风水平。

分期开拓: 主副井第一期掘进到-222m, -200m以上矿量有600万吨, 服务年限为17年。第二期开拓先下掘风井和阶段平巷, 再反掘主、副井。最低水平为-400m。

井底车场型式: 主副井井底车场采用立式环形车场, -50m投产后副井废石提升量较小, 副井车场可改为尽头式车场。

基建工程量14550m (135537m³), 其中开拓工程量7451m, 计76457m³; 井下放顶落岩59080m³。

提升设施: 主井采用单罐笼带平衡锤提升, 罐笼规格为1250×2300mm, 用多绳提升机提升双层罐笼, 每层提1.2m³固定矿车一辆, 提升机电机功率380kW, 副井用多绳提升机, 提升单罐笼, 提升废石, 每次提0.7m³翻斗矿车2辆, 提升机电机功率320kW。

通风: 余华寺矿体分布集中, 在北端下盘设置通风斜井, 通风方式为对角式抽出; 主副井进风斜井回风。一期-200m以上总风量71m³/s。

排水: 矿山在-200m设水泵站将水排出地表。

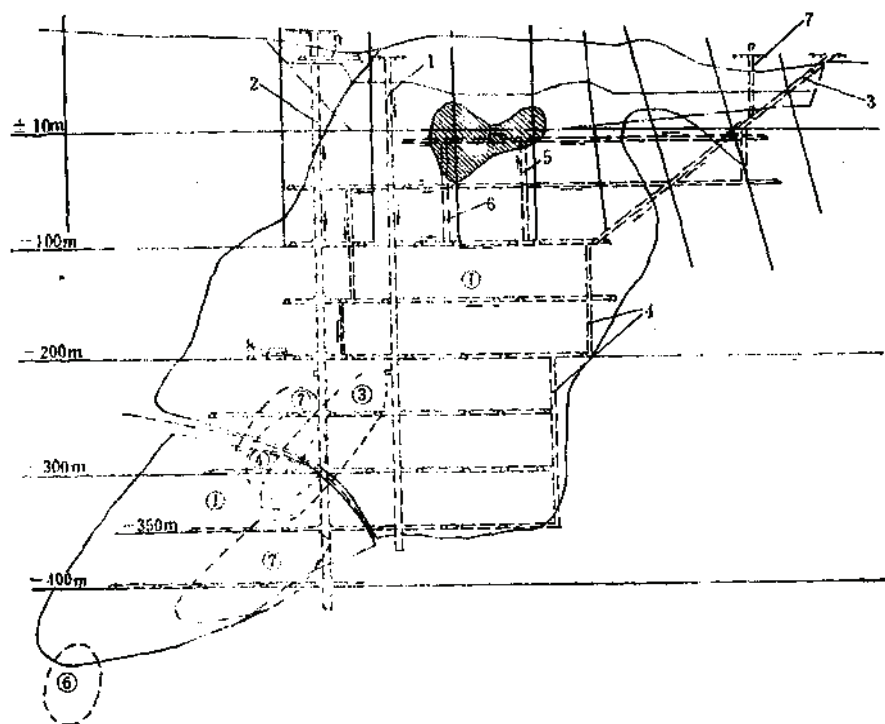


图 2-3-26 余华寺铁矿树翼主副井开拓系统

1—主井; 2—副井; 3—回风斜井(安全通道); 4—回风井; 5—设备井; 6—设备井; 7—回风井;
8—水泵房; 9—平硐; ①③④⑥⑦—矿体

3.6.3 混合井开拓

3.6.3.1 适用条件及特点

混合井是指箕斗和罐笼两种提升容器同时布置在一个井筒中的竖井。

混合井开拓具有箕斗及罐笼提升的双重优点, 它比主副井开拓工程量少、管理集中、地表工业场地占地面积少, 投资省等优点, 在某些情况下混合井方案甚至可与胶带输送机

竖井开拓矿山实例表

表 2-3-9

序号	矿山名称	矿山生 产能力 ($\times 10^4$ t/ a)	矿床赋存条件				矿床成因及顶底盘围岩情况	采矿方法	主要井巷开 拓位置	主要井巷规格				附注
			延长 (m)	延深 (m)	倾角 (°)	厚度 (m)				主 竖 井	副 竖 井	净断面 (m ²)	深度 (m)	
2	湖南柏坊铜矿	250t/d	130~250		20~50	5~9		充填充填法		$\phi 3.6$	251.9			
	湖北丰山铜矿		1000		45~80	12~27		无底柱分段崩落法	下盘主副井开拓	$\phi 4$	507	$\phi 5$	520	
3	江苏凤凰山铁矿	16.5	1600	450	25~55	1~62	盘砂页岩, 下盘闪长岩	阶段空场法	下盘主副井开拓					
4	浙江建德铜矿	16.5	800		10~78	11.7	上盘白云岩	浅孔留矿法	端部下盘竖井	$\phi 4.6$	270.3			
5	金川龙首矿	30	1500	600	70	20~60	上盘二辉橄榄岩, 下盘二辉橄榄岩及大理岩	上向水平分层充填法 下向倾斜分层充填法	下盘侧翼竖井	$\phi 5.5$	259.6			
6	金岭铁矿召口矿区	30	1100	312	30~45	11.84	接触交代型磁铁矿床	分段空场法	下盘主副井开拓	$\phi 6.0$	396.7	$\phi 4$	287	
7	湖南锡矿山锡矿	30	2000~2500		~30	2~4	赋存在长龙页岩及毛里河灰岩中	留矿法	上盘竖井开拓	$\phi 4.5$	289	$\phi 3.6$	160	混合井
8	广东凡口铅锌矿	3000t/d	400~800	400~600	30~55°	5~40		分段空场法	下盘竖井开拓	$\phi 5.2$	420	$\phi 5.5$	430	
9	辽宁华铜铜矿	36	60~250		50~70	5~20		分段空场法 留矿法	下盘竖井开拓	5.88×3.78	381			
10	江西武山铜矿	1500t/d	500~1400		50~70	1~9		分层崩落法	下盘竖井开拓	$\phi 4.0$	245	$\phi 5.5$	276	

续表

序号	矿山名称	矿山生 产能力 ($\times 10^4 t/a$)	矿床赋存条件				采矿方法	主要井巷开 拓位置	主要井巷规格				备注	
			延长 (m)	延深 (m)	倾角 (°)	厚度 (m)			矿床成因及顶底盘围岩情况	主竖井		副竖井		
										净断面 (m)	深度 (m)	净断面 (m)		深度 (m)
11	安徽凤凰山铜矿	2000t/d	1800		60~90	3.7~80	属接触交代砂卡岩型铜矿床	上向分层充填法	下盘竖井开拓	$\phi 5.5$	362			混合井
12	湖北铜绿山铜矿	2000t/d	2000		55~75		同上	上向水平分层充填法	下盘竖井开拓	$\phi 4.5$	155	$\phi 5$	183	
13	湖北尖林山铁矿	100	685			77~150	属大冶接触交代砂卡岩型矿床	无底柱分段崩落法	下盘竖井开拓	$\phi 5.5$	197			混合井
14	湖南桃林铅锌矿	3600t/d	3000	500~600	30~45	10~15		中深孔阶段强制崩落法	上盘主副井开拓	$\phi 4.0$	190	$\phi 5.5$	195	
15	湖北程潮铁矿	150	300~1100		46	24~53	属大冶接触交代砂卡岩型矿床	无底柱分段崩落法	下盘竖井开拓	$\phi 6.5$	140	$\phi 4$ (西) $\phi 3$ (东)		混合井
16	湖北金山店铁矿	200	3500			23	属大冶接触交代砂卡岩型矿床	无底柱分段崩落法	下盘主副井开拓	$\phi 6$	377	$\phi 6$	417	
17	辽宁弓长岭铁矿	220	4800		70~85	10~100	上盘绿泥石英片岩 下盘斜长角闪岩	无底柱分段崩落法	同上	$\phi 8$	520	$\phi 8$	300	混合井
18	江苏梅山铁矿	250	1200			147	上盘高岭土化安山岩, 下盘辉石闪长岩	无底柱分段崩落法	同上	$\phi 5.5$	331	$\phi 5.5$	331	
19	山东小官庄铁矿	250	1200	400~1000	10~50	20~30	高温热液接触交代砂卡岩型含 铜钴磁铁矿床	无底柱分段崩落法	同上	$\phi 4.7$	720	$\phi 8$ $\phi 6$	635 760	
20	甘肃金川二矿区	258	2600	700~	60~75	37~118	上盘为二辉微煌岩 下盘为大理岩	上向分层胶结充填法 下向分层胶结充填法	下盘主副井开拓	东主井 $\phi 4.5$ 西主井 $\phi 5.0$	529.8 683	西副井 $\phi 5.8$ 东副井 $\phi 5.6$	661 659	

斜井方案相媲美[●]。混合井在美国、加拿大、瑞典、澳大利亚、日本、南非等国使用得比较普遍。

我国五十年代和六十年代初期,有一些矿山设计采用了混合井开拓。由于下列原因,使混合井应用受到限制:

(1) 过去在设计上对两套提升装置,未设置隔板进行间隔,翻转式箕斗运行中偶有零星矿石散落时易击伤人员、设备;而且当一套设备检修时另一套设备也要停产,故对生产有一定干扰。

(2) 由于矿山劳动生产率低,人员、材料、废石等均从一个单罐笼提升,使得辅助提升紧张,从而一些混合井矿山相继增加了副井。

(3) 我国冶金安全规程规定了“禁止采用箕斗井或混合井作进风井”。如再掘一条进风井,还不如采用主副井开拓。

总观国内外混合井的生产经验,做为一种开拓方式不能简单地否定,在条件适合和采取一定措施后设计中仍可考虑选用:

(1) 对单绳或多绳底卸式箕斗的混合井,改善了翻转式箕斗卸矿时粉尘及撒矿问题;

(2) 是否能进风关键是控制进风风质,应控制粉尘含量在 $0.5\text{mg}/\text{m}^3$ 以下。特别是在箕斗装矿硐室处应设有吸尘及排尘管道等除尘设施;

(3) 混合井设计中罐笼与箕斗间应设隔板或隔墙将罐笼与箕斗设计成两个独立的隔间;

(4) 随着矿山劳动生产率的提高和把废石改由箕斗来提升时,则可减轻罐笼提升的负担。

3.6.3.2 混合井提升及进风方式

1. 混合井提升方式:

(1) 采用两套提升设施分别提升箕斗及罐笼,这种提升方式多适用于大中型矿山。

(2) 采用一套提升设施,提升一套混合容器(多适用于中小型矿山)即用“箕斗-罐笼串联”提升或是用“箕斗-罐笼互为配重的并联”提升方式。

2. 混合井进风方式

有全断面进风、管道式进风、隔间式进风及不出不进风等四种。

3.6.3.3 混合井矿山开拓实例

1. 全断面进风方式的混合井

1) 锡矿山南矿

该矿从五十年代末期起一直用混合井做进风井,进风含尘量一般为 $0.1\sim 0.4\text{mg}/\text{m}^3$,只有个别情况达 $0.8\text{mg}/\text{m}^3$ (该矿混合井每月测4~6次,当罐笼运输水泥、砂石等材料时入风粉尘超过 $0.5\text{mg}/\text{m}^3$)。全矿粉尘合格率长期保持在80%左右,最高达88%。该矿做法:

(1) 在井下产生粉尘的地点如采场矿堆、电耗巷道、放矿口等进行喷雾洒水,使矿石湿度增大,减少装卸矿时粉尘的产生。

(2) 采取在竖井箕斗装矿点处洒水,减少该处粉尘的产生。

(3) 采取多井入风,除混合井入风外尚有两个小风井入风,混合后的风流含尘量较低。锡矿山南矿开拓系统图见图2-3-27。

● 参见3.10矿山开拓方案选择第3-10-6节。

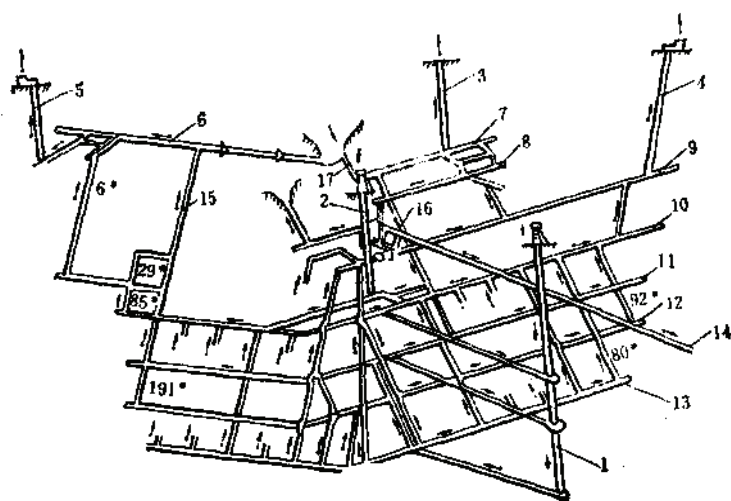


图 2-3-27 钼矿山南矿开拓系统图

1—混合竖井；2—辅助竖井；3—1°回风井；4—3°回风井；5—2°风井；6—第一阶段；7—第二阶段；8—第三阶段；9—第五阶段；10—第七阶段；11—第九阶段；12—第十一阶段；13—第十三阶段；14—放水巷；15—斜井；16—中央通路；17—二窗口

2) 尖林山铁矿

该矿为一年产100万吨的铁矿山。矿体走向长度685m，平均厚度30m，倾角10°，采用下盘混合井开拓。竖井净径 $\phi 5.5\text{m}$ ，配置有 $2 \times 3.1\text{m}^3$ 翻转式箕斗及一单层单罐笼。近年来从地表建设了一条斜坡道及一小副井。通风采用两翼进风中间回风，即混合井、斜坡道、小副井进风，回风井排风，矿山总风量 $150\text{m}^3/\text{s}$ ，其中一半由混合井进入。混合井进风风质较好，含尘量在 $0.4 \sim 0.5\text{mg}/\text{m}^3$ 左右，见表2-3-10。

混合井进风含尘量表

表 2-3-10

混合井进风	粉尘浓度	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	月平均
1985年														
-50m马头门	(mg/m^3)	0.8	1.0	0.6	0.2	0.5	0.2	0.2	0.4	0.3	0.5	0.3	0.2	0.4
+20m马头门	(mg/m^3)	0.4	1.1	0.7	0.7	0.8	0.3	0.3	0.3	0.5	0.2	0.2	0.4	0.5
1984年														
-50m马头门	(mg/m^3)		0.3	0.8	0.7	0.6	0.2	0.3	0.1	0.3	0.4	0.2	0.4	0.5
+20m马头门	(mg/m^3)		0.5	2.0	0.3	0.5	0.4	0.2	0.3	0.2	0.4	0.4	0.8	0.5

3) 澳大利亚 Mount Isa 铜铅锌矿

该矿采用中央混合井开拓。计有生产服务井4条，充填井4条，通风井10条。铅锌矿石与铜矿石分别用 R_{62} 、 U_{62} 两条竖井提升至地表。

R_{62} 为净径 $\phi = 7.3\text{m}$ 的混合井，井筒内设有 2×24.4 吨底卸式箕斗及一个双层大型单罐笼（每层乘92人）。如图2-3-29所示，该罐笼为一曲线型罐笼，一般无轨车辆均可直接开进驶出，直接由大罐笼送往井下各阶段。

竖井内除设有大罐笼集中提升人员外，还配置有一双层小罐笼（每层9人）。竖井深1144m，箕斗提升机采用 $\phi 4.75\text{m}$ 的多绳提升机，提升能力 $800 \sim 1000\text{t}/\text{h}$ ，提升速度 $15\text{m}/\text{s}$ ，电机功率 4200kW ；罐笼提升机功率 $5400 \times 0.745\text{kW}$ ，提升速度 $10.7\text{m}/\text{s}$ 。

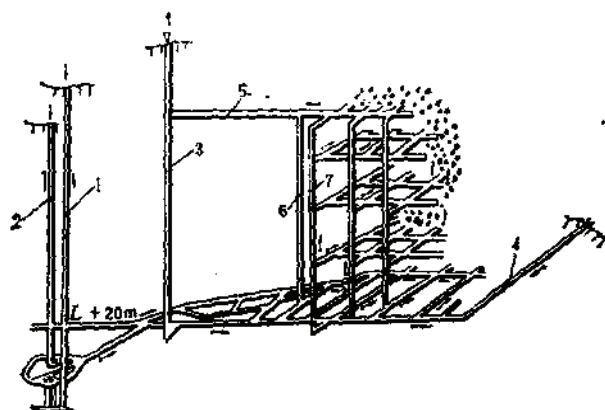


图 2-3-28 尖林山铁矿开拓通风系统图

1—混合井, 2—副井, 3—1^号设备井(兼回风井), 4—斜坡道, 5—+80m回风巷, 6—回风井, 7—设备井

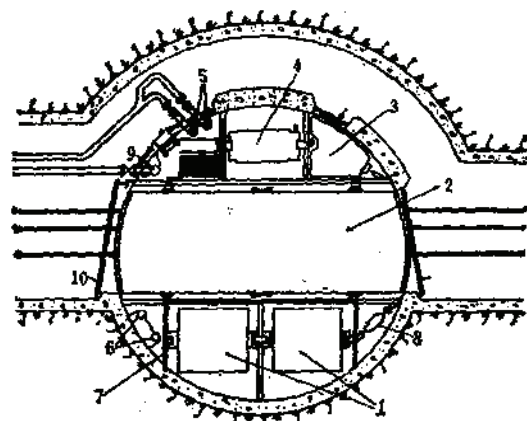


图 2-3-29 R_{22} 混合井断面图

1—24吨座卸式箕斗, 2—双层罐笼(每层82人), 3—双层小罐笼(每层8人), 4—平衡框, 5—水管($\phi 150\text{mm}$); 6—冷却水管($\phi 250\text{mm}$); 7—井口金属波纹板, 8—辅助罐笼平衡框, 9—压气管 $\phi 300\text{mm}$, 10—井口安全门

R_{22} 竖井为混凝土井壁, 钢罐梁、方型钢罐道, 罐笼与井壁间隙为50~60mm, R_{21} 为一进风井。断面见图2-3-29。

2. 管道进风方式的混合井

国外一些矿山采用混合井内设置大直径风筒把新鲜空气从地表送入坑内。各阶段按需要进行分风, 采区污风经矿体二翼的风井排出。这类进风方式的混合井在瑞典、芬兰、南非等国矿山均有应用。

瑞典Renström多金属矿

该矿床属接触交代型矿床, 由三个矿体组成。西部系主矿体分A、B两部分, A连续规则, B由不规则的扁豆体所组成。矿体走向南北, 倾角 $85^{\circ}\sim 90^{\circ}$ 。

采用下盘混合井开拓, 矿山产量17~20万t/a。第一期开拓到400m水平回采上部矿体。竖井为矩形 $3.5 \times 5\text{m}^2$, 主运输阶段间距100m, 在400m水平设有破碎站。目前已开拓到800m水平, 主运输阶段高度增至200m。

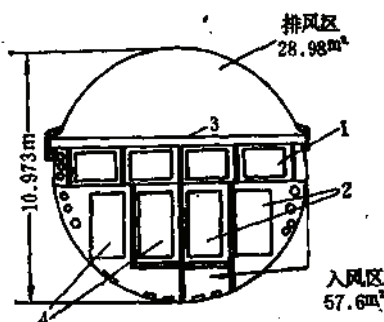
井筒内装有4吨座卸式双箕斗及一双层罐笼(可乘33人/次)。箕斗提升机为一台 $\phi 2.2\text{m}$ 的双绳提升机;

罐笼采用一台 $\phi 1.9\text{m}$ 双绳提升机带平衡锤。矿山通风采用竖井内敷设 $\phi 0.7\sim 1.0\text{m}$ 的钢风管将新鲜风压入井下各阶段。在采场通风天井上口用局扇将风送入采场工作面, 废风则从采场回风天井排至上一阶段, 最后排出地表。矿山总通风量为 $90000\sim 130000\text{m}^3/\text{h}$ 。

3. 隔间通风方式的混合井

混合井中设有专用的进出风隔间, 即在井筒内构筑混凝土隔墙, 从井底一直砌筑至井口, 把箕斗和罐笼提升设施完全隔成二个独立的隔间; 或在井筒内把提升容器用混凝土隔墙与排风间隔成入风区与排风区。

南非President Steyn金矿№4号混合竖井系混凝土支护, 深度2365.28m, 内径为10.21~10.97m, 它是世界上最大直径的深矿井。竖井内设有进风间及排风间。钢筋混凝土隔墙从井底一直修筑至地表。井筒内进风区为 57.6m^2 , 排风区面积为 28.98m^2 。见图2-3-30。



1—箕斗 (10吨); 2—罐笼 (3层); 3—钢筋混凝土墙; 4—罐笼 (4层)

4. 不进风不出风的混合井

程潮铁矿矿山设计能力为年产矿石150万吨。采用下盘混合井开拓, 竖井 $\phi 6.5\text{m}$, 井深445.7m, 井筒内装备有 $2\times 4\text{m}^2$ 翻转式箕斗及一个 $4000\times 1460\text{mm}$ 双层罐笼, 箕斗用一台KJ2 $\times 4\times 1.8$ 单绳提升机, 电动机功率630kW, 罐道为38kg/m钢轨制成的侧面罐道, 设有苏式ITK绳索式安全卡。

混合井设计上采取不进风不出风。各水平的井底车场, 石门与混合井之间联络道处设有风门, 把全矿的主风流——两翼对角式通风主风流与混合井隔开。使溜井、破碎系统的风流与全矿风流截为二个系统以防风流互相串联。

为防止箕斗装矿硐室粉尘进入井下各阶段, 设计上采用管道收尘系统。即在井下-346m水平装矿硐室 (箕斗装矿处) 上部装有两个收尘罩与井筒内 $\phi 550\text{mm}$ 的排尘风管相联, 并在-295m水平设有净化除尘室, 把-346m水平箕斗装矿点处产生的粉尘用一台9-95-11№12型通风机, 将污风从收尘管道吸入净化室, 经泡沫除尘器净化后, 再把污风从井筒中的排风管道排至地表。

国内外混合井矿山实例见表2-3-11及表2-3-12。

3.7 无轨斜坡道开拓

3.7.1 无轨斜坡道的应用条件及特点

地下开采使用无轨设备之后, 其开拓方式应作相应的改变, 它的主要变化是要开掘供无轨设备上下通行的斜坡道。斜坡道有两种: 一是与地表相通的主要斜坡道; 另一是连接阶段间的辅助斜坡道。前者做为地下使用无轨设备出入地表的主要斜坡通道, 后者是无轨

表 2-3-11

圈内矿山使用混合井概况表

矿山名称	井筒规格 (m)	箕斗提升 物料	提升能力 t/d		箕斗提升设施		罐笼提升设施	
			设计	实际	箕斗型式	规格 (m)	提升机型号	规格
1. 杨家杖子岭前矿 废石井	φ6.5	矿石	5500	5500	翻转式	2×4	φ5 m 单绳	1450×4000 双层单罐
2. 红透山铜矿	φ6.5	废石	2000	~3000	翻转式	2×2.3	2.25×4 绳	1450×4000 双层单罐
3. 凤凰山铜矿	φ5.5	矿石	2000	~3000	翻转式	2×2.1	2.25×4 绳	1440×3200
4. 河北铜矿	φ6.0	矿石及废石	3500	~4500	底卸式	单斗10.5t	φ2 m×6 绳	单罐笼
5. 胡家峪铜矿	φ5.5	矿石	2000	3000	翻转式	2×4	KJ2×4×1.8D	5°双层单罐
6. 锦山南矿	φ4.5	矿石	1000	1400	翻转式	2×2.15	φ3 m	5°
7. 程潮铁矿	φ6.5	矿石	150万 t/a	~100万 t/a	翻转式	2×1.8	KJ, 3×1.5D	2°双层双罐
8. 西林铅锌矿	φ5.2	矿石	1000	~500	翻转式	2×4	KJ2×5×2.3	5°双层单罐
9. 狮子山铜矿	φ6.5	矿石、废石	800	800~1000	底卸式	1×12.7	XKT2×3×1.5	3800×1450
10. 通化铜矿东矿区	2.6×3.6	矿石、废石	一期4000+1000废石 二期6000+1000废石	800~1000	底卸式	2.5t单箕斗	JKM4×4 绳	2°单双层双罐
11. 大厂铜矿	φ6	矿石、废石	220万 t/a	80~100万 t/a	底卸式	1期16t底卸 2期24吨底卸	φ6 m 单绳	4000×1475
12. 弓长岭铁矿	φ8	矿石	100万 t/a	80~100万 t/a	翻转式	2×5	φ4 m 单绳	2×2°双层双罐
13. 尖峰山铁矿	φ5.5	矿石、废石	1600	~100万 t/a	翻转式	2×3.1	《正在施工》	单罐单罐笼
14. 三山岛金矿	φ5	矿石、废石	1600	~100万 t/a	底卸式	10t单箕斗	《正在施工》	3600×1600 单罐双层

<箕斗—罐笼互为配重>

JKM2,25×4 绳

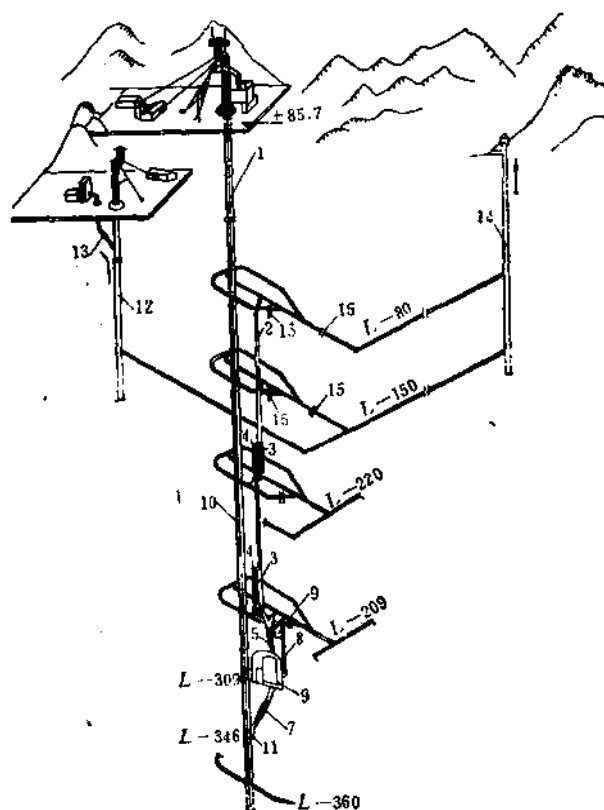


图 2-3-31 程潮铁矿开拓系统图

1—箕斗、罐笼混合井；2—主溜井；3—溜井矿仓；4—检查天井；5—破碎站原矿仓；6—破碎硐室；7—箕斗矿仓；8—安全出口与通风道；9—除尘硐室；10— $\phi 650\text{mm}$ 除尘管；11—箕斗装矿硐室；12—西副井；13—通风机入风道；14—东副井；15—电动风门

矿山生产中几乎必不可少的通道。它既可用于转移铲运机无轨设备，同时也是凿岩、支护、爆破、检修和加油等无轨车辆运行的通道；有的还可做为矿岩运搬或深部探矿开拓之用。可以说没有辅助斜坡道，就不能充分发挥无轨设备的机动性、灵活性，也就不能发挥设备的效能。

设置主斜坡道连通地表的必要性，须视具体情况而定。在有其它井筒的矿山，设置主斜坡道的目的，是为了无轨车辆出入地表进行大修，并兼做通风和辅助运输之用；在没有其它井筒的矿山，则主斜坡道主要作运输矿岩，兼做无轨车辆出入，通风等用。

无轨斜坡道开拓的主要优点是：

(1) 无轨斜坡道开拓，受地形、地表工业场地和岩层条件影响较小，地表无提升设施，地表附属构筑物极其简单，井口布置大为简化。

(2) 在斜坡道内既可用卡车直接从采场将矿石运输到地表，也可以从地表将人员、材料设备运送至采场各工作面；同时需要检修的无轨设备能够方便地从井下运行至地表。

(3) 应用无轨斜坡道开拓的矿山，在斜坡道施工期间，所使用的各类无轨设备，可较方便地于生产期间使用。这一点对自营矿山的工程，更为经济。

(4) 在矿山建设期间，能较方便地使用斜坡道进一步探明矿体，以减少大规模基建

国外部分使用混合

矿 山 名 称	矿井提升能力 (t/d)	井 型 及 断 面		井筒深度 (m)	提升物料
		井 型	净断面 (m ²)		
瑞典 Stressa 铁矿	7400	矩形	6×4.7m ²	330	矿岩、人员
瑞典 Garpenberg 铜矿	10t/a			490	矿岩、人员
瑞典 Garpenberg 北矿	~100t/a			430	矿岩、人员
瑞典 Kristineberg 铜矿	50万t/a				
瑞典 Langdal 铜矿	500			490	
瑞典 Långsele 铜铁矿	25万t/a	矩形	3×4.95m ²	426	矿岩、人员
瑞典 Näsiden 铜铁矿	20万t/a	圆形	Φ4.6	596	矿岩石
瑞典 Renstrom 铜矿	17万t/a	矩形	3.5×5		
瑞典 Slehenfjokk 铜铁矿	40万t/a	圆形	Φ4.6	360	
瑞典 Udalen 铜铅锌矿	32万t/a	圆形	Φ4.6		
挪威 Torsfjellet 铜矿	65万t/a	圆形	Φ5.4	400	
芬兰 Keretis 铜矿	47万t/a			408	
芬兰 Kolari 铜镍矿	50万t/a			700	
澳大利亚 Mount Isa 铜铅锌矿	500万t/a	圆形	Φ7.3	1144	
日本松峰铅锌矿	50万t/a	圆形	Φ5.5	~300	
美国 Inmet 锌矿	2270	圆形	Φ7.0	506	矿岩及人员
美国 New Market 采选厂		圆形	Φ6.2	550	矿岩及人员
美国 Magmont 铅锌矿	4200	圆形	Φ5.7	387	矿岩及人员
美国 Magma 铜矿	2600	圆形	Φ7.0	1450	矿岩及人员
加拿大 Cominco's 金矿	850			1683.12	
加拿大 Camflo 金矿	1300				
加拿大 Giant Yellow Knife 矿	42.8万t/a	矩形	5.94×4.26m ²	647.39	矿岩及人员
加拿大 Falconbridge 镍矿	89万t/a	№5 矩形	五格间	1324.66	
加拿大 Thompson	7000	№1 矩形	7116×4.57m ²	1349.35	
加拿大 Shebandowan 镍矿	3000	№2 矩形	4.71×1.2m ²	730	

前的探矿时间和费用,随着斜坡道掘进到一定深度并揭露矿体之后,其掘进可与阶段水平的采矿准备工作同时进行,提早出矿,加速资金周转,缩短矿山建设时间。

(5) 开采深部矿体或边缘的零散矿体时,盲斜坡道可与原有井巷进行联合开拓,使上部主井不必延深,坑内破碎站不必迁移,并可延长原有运矿系统的服务年限。

(6) 无轨斜坡道开拓,其自行无轨设备运输线路选择比较灵活,运距大,所需溜井数量少,能减少矿石运输的中转环节,便于实现集中运输,降低运输成本。

井提升的矿山概况

表 2-3-12

箕 斗	提 升 设 备 及 规 格			附 注
	罐 笼	提升机型号	电机功率 (kW)	
1×19.5吨单箕斗	单 罐 笼	① 4×2.79m ② 2.49×4 绳 2 台多绳提升机	640	
2×5吨箕斗	单罐笼带配重15人/次	Asca、6 绳		
1×8吨单斗底卸	单 罐 笼	① $\phi 5$ m单绳 ② $\phi 3$ m单绳		
2×9吨底卸式	一边箕斗上挂罐笼			
	一边箕斗上挂配重	多绳提升机	250×0.736 750×0.736 ① 435×0.736	“箕斗—罐笼串联” 箕斗—罐笼互为配重 箕斗上部挂罐笼 钢风筒压入新风
1×8吨底卸式带平衡罐	罐笼位于箕斗上部18人/次	单筒提升机		
5吨底卸式	单罐20 人/次	Asca、8 绳		
14吨底卸式	3.4×2×5 m	① $\phi 2.2$ m×2 绳 ② $\phi 1.9$ m×2 绳		
2×4吨底卸式	3.5吨双层33人/次	Asca 多绳	1100	箕斗上部挂罐笼 箕斗下部挂罐笼 箕斗下部挂罐笼
14吨底卸式	罐笼35人/次 双层	Asca 多绳		
2×9吨底卸	双 罐	Asca 多绳		
2×13.5吨底卸式	双 罐	Asca 多绳		
2×5.5吨底卸式箕斗	罐 笼	Asca 多绳		
	罐 笼			
2×24.4吨底卸式箕斗	双层单罐笼每层乘92人	$\phi 4.75$ m 多绳	箕斗 4×1600×0.736	箕斗—罐笼互为配重
2×5吨翻转式箕斗	双层小型单罐笼每层乘9人	双绳摩擦轮提升机 $\phi 2800$ mm	罐笼2×2700×0.736	
	单层罐笼, 乘35人		箕斗500 罐笼200	
	1个罐笼作平衡罐用			
1×14吨箕斗	单 罐 笼	① $\phi 3$ m×4 绳	① 900×0.736	箕斗—罐笼互为配重
2×5.7m ² 双箕斗	① 1×12吨, 37人/次		② 50×0.736	
1×20吨	② 小罐 6人/次			箕斗—罐笼互为配重
2×14吨箕斗	双层单罐55人/次	① 4 绳箕斗提升机	箕斗① 2000×0.736	
1×17吨箕斗(底卸式)	① 双层单罐34人/层/次	② 300×0.736 8 人小罐		
	② 6人/层 小罐			
	1台下串罐笼	双筒 $\phi 3.048 \times 2.136$ m	600×0.736	
2×4吨箕斗	1台18人/层罐笼配平衡罐	箕斗提升机		
底卸式箕斗	2个罐笼	① 箕斗提升机 C、I、R, 170"×100" 双筒	2×600×0.736	箕斗下部挂罐笼
		② 罐笼提升机 C、I、R, 170"×100" 双筒		
2个箕斗	1个罐笼 48人/层	2台4绳摩擦轮提升机		
2×15吨底卸式箕斗	1个双层罐笼96人/次			

缺点是:

(1) 斜坡道开拓基建工程量大, 与竖井相比在同样深度下, 斜坡道开拓量比竖井开拓掘进量多3~6倍。

(2) 由于无轨自行设备的坡度一般在10%~15%左右, 采用无轨斜坡道运矿的矿山, 其开拓深度将受一定的限制。深度超过200m则运输费用较高。

(3) 由于无轨开拓施工生产机械化程度高, 设备需要量大, 设备价格较昂贵, 因此,

一次性投资大。

(4) 设备维修量大, 备件维修技术要求较高, 加之设备效率发挥不够, 故生产成本较高。

(5) 使用柴油为动力的无轨设备, 由于井下空气受到污染, 需增加通风量, 相应地增加一些工程, 其通风费用也相对增加。

3.7.2 无轨斜坡道开拓方式

斜坡道按与矿体位置关系, 线路布置形式及其用途可划分为表2-3-13所示各类。

斜 坡 道 分 类			表 2-3-13
按与矿体位置关系	按线路的布置	按 用 途	
1. 下盘斜坡道 2. 上盘斜坡道 3. 端部斜坡道 4. 脉内斜坡道	1. 直线式斜坡道 2. 螺旋式斜坡道 3. 折返式斜坡道	1. 主斜坡道: 运送矿石、人员、材料、设备 2. 辅助斜坡道: 阶段间直接为回采服务	

斜坡道有通地表和不通地表二种方式, 从性质上又可分为主斜坡道和副斜坡道。

3.7.2.1 斜坡道的线路形式

1. 直线式斜坡道

线路呈直线, 除倾角较缓和不敷设轨道外, 与斜井相同。

优点:

- (1) 无轨车辆运行速度快, 司机能见距离大;
- (2) 工程量省, 施工简单容易。

缺点:

- (1) 斜坡道布置不灵活;
- (2) 线路工程地质条件要求严格;

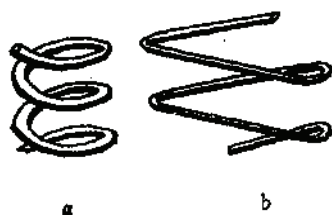


图 2-3-32 斜坡道的形式

a—螺旋式; b—折返式

2. 螺旋式斜坡道 (图2-3-32a)

它的几何形式一般是圆柱螺旋线或圆锥螺旋线,

根据设计的具体需要可设计成规则螺旋或不规则螺旋线状。不规则螺旋线斜坡道的曲率半径和坡度在整个线路中是变化的。螺旋式斜坡道每隔一定距离应设置缓坡段, 螺旋式斜坡道的优点是:

(1) 线路较短, 工程量省: 通常在相同高度条件下, 较折返式斜坡道省掘进量20~25%。

- (2) 与垂直井巷配合施工时, 通风、出碴较方便;
- (3) 分段水平上的开口位置一般较集中;
- (4) 较其它形式的斜坡道布置灵活。

缺点是:

- (1) 掘进施工要求高, 如, 测量定向, 外侧路面超高等, 都增加了施工的困难;
- (2) 司机视距小, 且经常在弯道上运行, 行车安全性差;

(3) 无轨车辆内外侧轮胎多处存在差速运行, 致使轮胎的磨损增加;

(4) 道路维护工作量大, 路面维护要求高。

3. 折返式斜坡道

如图2-3-32, b所示, 它是由直线与曲线段组成的。直线段变高程, 曲线段变方向, 便于无轨设备转弯, 其坡度变缓或近似水平。其优点为:

- (1) 施工较容易;
- (2) 司机能见距离大;
- (3) 行车速度较螺旋式斜坡道大;
- (4) 线路便于与矿体保持固定距离;
- (5) 线路便于维护。

缺点:

- (1) 较螺旋式斜坡道工程量大;
- (2) 掘进时需要有通风和出碴的垂直井巷相配合;
- (3) 斜坡道布置的灵活性较螺旋式斜坡道差。

3.7.2.2 斜坡道开拓设计一般注意事项:

(1) 斜坡道的位置和出口, 通常取决于地面选厂位置、工业场地的总体布置, 矿体上下盘岩层的工程地质条件, 矿体开采后围岩移动范围以及矿体的倾角, 走向长度等因素来综合考虑, 并须作多方案技术经济比较, 择优而定。

(2) 主斜坡道(或辅助斜坡道)通过石门直接与采场(或盘区)的分段或分层巷道联系时, 因与采场回采有关, 必须考虑回采工作的方便。

(3) 根据矿体的走向长短和储量情况, 还需设计一些采准辅助斜坡道时, 要考虑与主斜坡道联系方便, 掘进工程量小。

(4) 折返式主斜坡道沿矿体走向布置时, 设计应将联通矿体的阶段石门位置, 有意识地分布在靠近矿体中央部位, 以减少运距。

(5) 用盲斜坡道开拓深部或边缘零星矿体时, 其盲斜坡道入口位置应尽量靠近坑内破碎站卸矿溜井, 以缩短运距, 减少矿石中转运输。

(6) 直线或主斜坡道通常沿矿体走向在脉外布置, 若矿体倾角变缓时, 也可沿矿体倾斜方向采取脉内布置。

(7) 折返式斜坡道很少布置在矿体的侧翼, 一般沿矿体走向布置。

(8) 螺旋式主斜坡道的线路布置比较灵活, 对通向矿体的阶段或分段石门, 可把斜坡道设计成与阶段或分段石门大致位于同一垂直面上。

(9) 单线行车的斜坡道内, 为保证行车安全, 每隔150~200m设一错车道, 并设有信号闭塞装置。

3.7.3 无轨斜坡道断面的确定

无轨斜坡道断面确定的主要依据: 根据无轨设备外形尺寸, 设备运行速度, 斜坡道用途, 支护形式, 风水管, 电缆布置方式以及安全规程等有关规定来确定。通常可按经验法及计算法来决定。

3.7.3.1 经验法

(1) 无轨斜坡道的断面(宽度和高度)可根据设备尺寸及《冶金矿山安全规程》第26条及第104条中的有关规定来确定。

(2) 在使用铲运机的斜坡道,可以根据铲运机斗容与工作巷道最优配合统计数据确定。

各类铲运机斗容与巷道断面规格参见表2-3-14。

铲运机出矿巷道断面规格

表 2-3-14

铲斗容积 (m ³)	设备宽度 (m)	设备高度 (m)	巷道宽度 (m)	巷道高度 (m)
0.76	1.20~1.88	1.14~1.90	2.8~3.5	2.5~2.8
1.50	1.85~1.88	1.52~1.58	3.5±	2.8±
1.85	1.50~1.88	1.40~1.88	3.5±	2.8±
2.30	1.53~2.20	1.60~1.80	3.5~3.8	2.8±
3.06	2.13~2.50	1.52~2.10	3.8~4.2	2.8~3.2
3.80	2.13~2.60	1.65~2.20	3.8~4.2	2.8~3.2
5.66	2.43~2.80	1.83~2.25	4.2~4.5	3.2±
8.60	3.05~3.28	1.91~2.29	5.0±	3.2~3.5

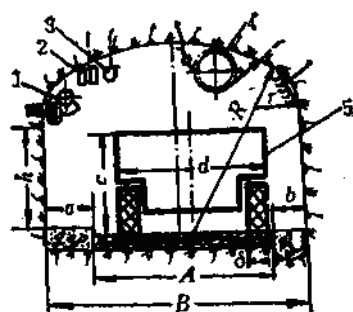


图 2-3-33 无轨斜坡道断面图

1—风水管; 2—电缆; 3—电灯; 4—通风管; 5—运输机械外形尺寸; r —拱顶小半径; R —拱顶大半径; l —设备外壳与悬挂物的突出部分的最小间距 ($>500\sim600$ mm); a —人行道宽度 (>1800 mm);

b ——边缘加宽, mm;

d ——轮胎断面宽度, mm;

v ——设备运行速度, km/h。

苏联规定在有设备和人员通行的巷道中,要设置专门人行道,其宽度 a 为700~800mm,并要求高出行车路面200mm;对行车密度大又经常有人员通行的运输道,必须设置人行道,其宽度不小于800mm,并高出路面200~300mm。

在无专门的人行道时,道路要加宽1000~1200mm;对很少有人行走的分段巷道,可不设专门的人行道。

3.7.3.2 计算法

按无轨设备运输的行车速度、设备外形尺寸及路面宽度等条件进行计算,以求出巷道宽度。

1. 苏联矿山所用的计算法

如图2-3-53所示,巷道宽度由三个部分组成,行车部分路面宽度 A ,人行道宽度 a ,行车部分路边缘至巷道壁的最小距 b ,即:

$$B = A + a + b \quad (2-3-1)$$

$$A = d + 1.5d + 12v$$

式中 B ——巷道全宽, mm;

A ——设备通行宽度, mm;

d ——设备外型宽度, mm;

a ——人行道宽度, mm;

行车部分路面边缘至巷道壁的最小距离 b ，一般为200~350mm，在行车部分与巷道壁间设有水沟时， b 为500~600mm。

2. 瑞典矿山无轨巷道宽度计算法

瑞典矿山无轨设备在斜坡道或平巷中运行时，单行道自由间隙的一般规定●见图2-3-34，2-3-35及表2-3-15；双行道见图2-3-36、2-3-37及表2-3-16所示。

按车体宽度与行车速度所计算的单行道宽度见表2-3-17，双车道宽度见表2-3-18。

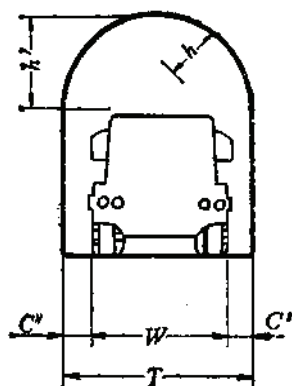


图 2-3-34 单车道无人行断面自由间隙图

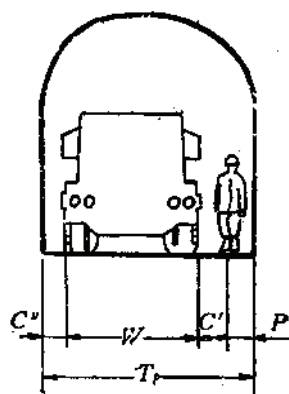


图 2-3-35 单车道设人行断面自由间隙图

单车道间隙表

表 2-3-15

行车速度 (km/h)	不行人 $C' = C''$ (m)	临时行人 P (m)	经常行人 P (m)	设备空高 h (m)
0~5	0.4	0.1	0.3	0.3
5~10	0.6	0.2	0.4	0.3
10~20	0.8	0.3	0.5	0.4
20~40	1.0	0.4	0.6	0.5
40~60	1.2	0.5	0.7	0.6

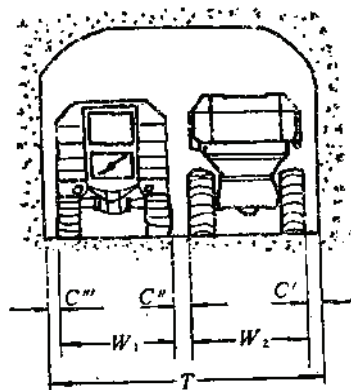


图 2-3-36 不行人双车道图

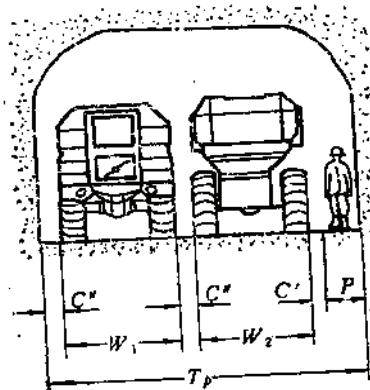


图 2-3-37 允许行人双车道图

● 摘自中瑞波立顿公司技术合作资料 (1986年4月)。

双行车道间隔宽度表

表 2-3-16

行 车 速 度 (km/h)	不 行 人 C (m)	临 时 行 人 P (m)	经 常 行 人 P (m)
0~5	0.9	0.1	0.3
5~10	1.2	0.2	0.4
10~20	1.5	0.3	0.6
20~40	1.8	0.4	0.6
40~60	2.1	0.5	0.7

单车道(无轨斜坡道和阶段运输平巷)宽度表

表 2-3-17

车宽 (m)	运行速度 (km/h)	1	2	3	4	5	6	7	8	9	巷道宽(m)
1.7	0~5	■	■	■	■	■					
1.7	5~10	■	■	■	■	■					
1.7	10~20	■	■	■	■	■					
1.7	20~40	■	■	■	■	■					
1.7	40~60	■	■	■	■	■					
(m)	(km/h)	1	2	3	4	5	6	7	8	9	巷道宽(m)
2.5	0~5	■	■	■	■	■					
2.5	5~10	■	■	■	■	■					
2.5	10~20	■	■	■	■	■					
2.5	20~40	■	■	■	■	■					
2.5	40~60	■	■	■	■	■					
(m)	(km/h)	1	2	3	4	5	6	7	8	9	巷道宽(m)
3.3	0~5	■	■	■	■	■					
3.3	5~10	■	■	■	■	■					
3.3	10~20	■	■	■	■	■					
3.3	20~40	■	■	■	■	■					
3.3	40~60	■	■	■	■	■					

■ 不行人

□ 允许行人

3.7.4 斜坡道的道路参数及路面

3.7.4.1 坡度

无轨斜坡道的坡度,主要取决于运输设备的类型,运输量的大小,使用时间长短和使用场所。斜坡道坡度大,长度短,工程量小,可节省基建费,但由于坡度大,车速减小,运输效率降低,运行时的设备功率、油耗、轮胎费用、设备维修、通风等费用却相应增加,

双轨车道(斜坡道和阶段运输平巷)宽度表 表 2-3-18

车宽 (m)	运行速度 (km/h)	1	2	3	4	5	6	7	8	9	巷道宽(m)
1.7	0~5										
1.7	5~10										
1.7	10~20										
1.7	20~40										
1.7	40~60										
(m)	(km/h)	1	2	3	4	5	6	7	8	9	巷道宽(m)
2.5	0~5										
2.5	5~10										
2.5	10~20										
2.5	20~40										
2.5	40~60										
(m)	(km/h)	1	2	3	4	5	6	7	8	9	巷道宽(m)
3.3	0~5										
3.3	5~10										
3.3	10~20										
3.3	20~40										
3.3	40~60										

不行人
 允许行人
 岔口

国外几个无轨矿山坡度概况表

表 2-3-19

国 家	长时期运输矿岩 最大坡度 (%)	短时期运输矿岩 最大坡度 (%)	长时期作设备出入通道 的最大坡度 (%)	短时期作设备转移用的 最大坡度 (%)
苏 联	10	20	15~17	30
瑞 典	10	12~15	15	17.6~21
芬 兰	10	20	16	30

世界矿业发达国家的矿山由于设备价格及管理水平方面的差异,对无轨斜坡道坡度的规定也不尽相同(表2-3-19)。

我国《冶金矿山安全规程》第104条规定:“螺旋(或折返)道和斜坡道用于运输矿石的,其坡度应不大于10%、用于材料设备的,其坡度应不大于15%,服务年限短的,在确保安全的条件下,可适当加大”。

我国金属矿山已施工的一些无轨斜坡道的坡度参数见表2-3-26所示。

3.7.4.2 弯道半径

无轨运输巷道的弯道半径,与无轨设备类型及技术规格、道路条件、行车速度及路面结构质量等有密切关系。

弯道曲线半径计算^①:

$$R = \frac{V^2}{127(\mu + i)} \quad (2-3-2)$$

式中 R ——弯道曲线半径, m;

μ ——横向推力系数,为保证弯道上行车车辆的平稳、舒适,地表公路运输 $\mu = 0.15$,露天矿汽车运输, $\mu = 0.2 \sim 0.22$;地下矿山由于坑内潮湿行车条件差, $\mu \leq 0.15$;

i ——道路横向坡度,一般取 $2 \sim 6\%$, (与行车速度、半径、路面潮湿状态等因素有关);

V ——计算行车速度, km/h;

根据国内外实践,大型无轨设备通行的斜坡道弯道半径 $>20\text{m}$,大型无轨设备通行的中段联络道或盘区斜坡道的弯曲半径不小于 15m ,采用中小型无轨设备通行的斜坡道其弯曲半径应大于 10m 。

对于大中型无轨设备通行的平巷,弯道半径不小于 $8 \sim 10\text{m}$ 。

为提高行车的稳定性,确保行车安全,在斜坡道弯道处应采用单坡横断面加宽及超高等措施。

3.7.4.3 曲线超高

地下无轨设备运输线路的设计,其平曲线半径较小,应设置曲线超高段,超高横向坡度考虑计算行车速度,半径大小、路面潮湿状况等因素。一般曲线超高控制在 $2 \sim 6\%$ 范围内。行车速度大,弯道半径小,路面条件较潮湿则取大值,个别的国外矿山的螺旋或斜坡道,横向坡度可达 $10 \sim 20\%$ 。

3.7.4.4 曲线加宽

曲线段无轨巷道加宽值一般取 $0.4 \sim 0.7\text{m}$ (某些国外资料中推荐加宽值为 1m),见表2-3-20,并可按下式计算:

$$\Delta B = (R_0 - R_i) - B_i \quad (2-3-3)$$

当车速高时

$$\Delta B' = \Delta B + 0.3 \quad (2-3-4)$$

式中 ΔB ——弯道加宽值, m;

R_0 ——设备转弯外半径, m;

R_i ——设备转弯内半径, m;

B_i ——设备宽度, m。

弯道超高及加宽部分与行车线路之间应设超高缓和段,一般可取 $4 \sim 6\text{m}$,或按下式计算:

$$L_s = \frac{B_i i_3}{i_2} \quad (2-3-5)$$

① 摘自1984《有色金属》2期,P20。

② 见1984年《有色金属》2期P20。

使用各类型无轨铲运机时, 巷道加宽表

表 2-3-20

序号	铲运机型号	设备转弯外半径 (mm)	设备转弯内半径 (mm)	设备宽度 (mm)	巷道加宽 (mm)
1	CT6000型	6170	3920	2500	650
2	LF-4.1型	4880	2650	1685	545
3	LK-1型	6140	3210	2209	730
4	Toro100DH	4500	2250	1800	450

式中 L_s ——超高缓和切线长, m;

i_s ——超高横向坡度, 2~6%;

i_2 ——路面外缘超高缓和长度的纵坡度和线路设计纵坡度差, 取2%;

B_r ——道路宽度, m。

3.7.4.5 斜坡道竖曲线

当斜坡道较短而变坡点多行车速度较快时, 由于离心力作用, 车辆在转坡点产生颠簸, 但在凸形转坡点时, 司机视距受到影响, 故采用平滑竖曲线做为变坡点的连接曲线。

由于无轨自行设备在井下行车速度较地面低, 且制动能力强, 制动距离短, 斜坡道竖曲线一般可参考简易山区公路标准。竖曲线弧长 ≥ 20 m。表 2-3-21 为车速与竖曲线长度表。

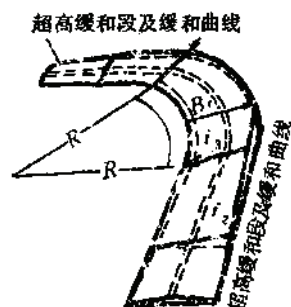


图 2-3-33 曲线加宽

无轨巷道行车速度与竖曲线弧长表

表 2-3-21

设计行车速度 (km/h)	60	40	30	20	20以下
竖曲线弧长 (m)	50	35	25	20	15

3.7.4.6 路面结构

1. 路面一般要求

地下无轨巷道的路面结构的好坏, 直接影响无轨车辆运行的速度和对车辆、设备的损坏, 因而各国有关无轨矿山及矿山研究单位, 对无轨巷道的路面质量及维护都较重视, 下述研究成果和实际资料, 供读者使用和参考。

捷克布拉格矿山研究所, 对无轨车辆行驶的路面做了专门的研究, 对路面铺设提出了如下要求:

- (1) 铺设路面尽可能采用冷铺方式;
- (2) 路面须有抗腐蚀水的涌出及各种不同的抗岩石膨胀的能力;
- (3) 路面须满足使用上的要求, 对服务长的巷道和服务短的巷道应有所不同;
- (4) 路面铺设要力求简便、快速;
- (5) 铺路用机械不宜太复杂, 须适合井下有限空间的条件;
- (6) 路面铺好后, 1~2天就应允许车辆通行;
- (7) 路面损坏后, 能用简便的方法进行修补;

2. 按服务年限各种路面的适用条件

- (1) 钢筋混凝土预制板路面, 适用于服务年限短的巷道, 预制板可多次利用;
- (2) 冷沥青碎石路面, 适用于服务年限短的和中等服务年限的巷道;
- (3) 冷沥青混凝土路面, 对服务时间长短都适合, 尤其适用于有腐蚀水涌出的巷道;
- (4) 混凝土路面, 只适用于掘进完了的巷道, 使用时间长, 为保证质量须一次进行浇灌混凝土。

目前国外矿山常用的路面材料和路面结构形式, 多取决于运输设备的载重量, 车辆运行速度和行车密度。

行车密度、路基、路面结构表

表 2-3-22

路面类型	小时行车密度 (辆)	路 基	路 面	沥青水泥路面层厚 (mm)
I	10以下	块度20~70mm 碎石, 厚度200mm	块度10~20mm 碎石, 厚度100mm	3
II	10~40	块度20~70mm 碎石, 厚度200mm	块度10~20mm 碎石, 厚度100mm	6
III	>40	块度20~70mm 碎石, 厚度200mm	块度10~20mm 碎石, 厚度100mm	10

苏联哈萨克道路研究分院, 对哲兹卡次卡公司的矿山条件进行研究, 在运输设备的重量小于40t, 行车速度为30~40km/h的条件下, 推荐下列三种道路结构, 见表2-3-22。

对于辅助巷道, 在无轨设备载重为10~15t、车速为12~15km/h的条件下, 一般用16mm的碎石路面, 其厚度为130~150mm。

苏联哈萨克道路研究分院还根据巷道的用途、行车密度和速度把巷道分为四类, 并推荐了每一类巷道的路面 (见表2-3-23)。

无轨巷道路面结构推荐表

表 2-3-23

类别	巷道名称	巷道用途	运 输 设 备				推荐的巷道路面
			类 型	载 重 (t)	行车密度 (辆/h)	运行速度 (km/h)	
1	运输	开拓 运 矿	汽 车	20~40	40~60	20~40	沥青水泥Ⅰ类 沥青水泥Ⅱ类
			汽 车	20~40	20~40	15~20	
2	装运	采场采准 装 载 和 运 矿	汽 车	20~40	10~20	15~20	沥青水泥Ⅰ类 碎石路面, 装载点为混凝土 碎石路面, 装载点为混凝土
			自行矿车	20~40	5~10	8~15	
			装运设备	10~30	15~20	8~1.5	
3	分段凿岩	采 场 采 准	凿岩台车	10~20	周期变化 周期变化	8~12 8以下	平整的底板 平整的底板
			辅助车辆				
4	辅助	采场采准 运输人员、 材料和设备	辅助车辆	10~20	周期变化	20~30	碎石加水泥 碎 石 平整的底板
						15~20	
						8~15	

苏联地下矿山各种无轨道筑路费、年维修费与铲运机等无轨设备运行速度参见表2-3-24, 国外一些矿山的路面结构见表2-3-25。

苏联无轨矿山道路参数

表 2-3-24

路面类型	筑路费 (卢布/m ²)	年维修费 (卢布/m ²)	铲运机平均行驶速度 (km/h)
普通路面(铺碎石)	0.6	0.8	5
卵石路面	3.0	0.6	9
卵石沥青路面	6.0	0.4	15
沥青混凝土路面	8.3	0.2	19

国外一些矿山的无轨巷道路面结构

表 2-3-25

国别	矿山名称	矿山规模 ($\times 10^4$ t/a)	运输设备	载重量 (t)	运行速度 (km/h)	路面结构
苏联	Джизкаэка 公司		自卸汽车	20	<20	块度10~70mm的碎石, 并浇灌纯沥青水泥, 路基厚 300 mm
瑞典	Laisvall 矿 Malmberget 铁矿 Kiruna 铁矿	1250 3000	自卸汽车	20~40	20~40	块度16mm 碎石, 路基厚 160mm, 干线为沥青路面厚 30mm
加拿大	Gaspe 矿 Creighton 矿	240	自卸汽车 铲运机	8~27 8	6~10	碎石路面 厚100~300mm 混凝土
法国	洛林矿区	500	自卸汽车	10~20	6~10	100~300mm 混凝土
加拿大	杜湖尔富矿	600	铲运机	7	<37	混凝土板厚160 mm
墨西哥	Fresnillo 矿		铲运机	1.5~2	5~8	在矿房的充填体上铺木板

我国对无轨矿山车辆的车速、运距和路面类型尚无具体规定, 无轨矿山设计中的路面类型应和行车速度同时考虑。为了维护和修理路面, 尚需配备有相应的筑路、修路辅助机械和配套的运料车辆。国外矿山在巷道宽 4~5m 时, 车辆速度可达 30~40km/h, 主运输水平的行车速度一般在 20km/h 之内。

3.7.5 会车道及水沟

3.7.5.1 会车道及其断面

在长距离斜坡道施工时, 每次爆破循环中卡车装载和临时卸载, 铲运机和坑内卡车掉头等, 通常需要设会车道或掉头处。两个会车道之间的距离为 150~200m, 这些坑道一旦在主斜坡道建成后将作为永久性会车道在生产中长期使用。

会车道长度一般为 15m, 巷道按正常斜坡道断面加宽 1~2m, 具体应视无轨设备外形尺寸并参照表 2-3-16 中无轨设备在井下错车时的最小间隙确定。

3.7.5.2 斜坡道水沟

为了保持道路的良好条件, 斜坡道要设置排水沟进行排水。水沟一般采用开敞式的, 并要定期进行清理, 以利水流畅通。水沟设计见井巷工程卷。

3.7.6 实 例

我国矿山斜坡道实例见表2-3-26。国外部分斜坡道开拓矿山统计表见表2-3-27。

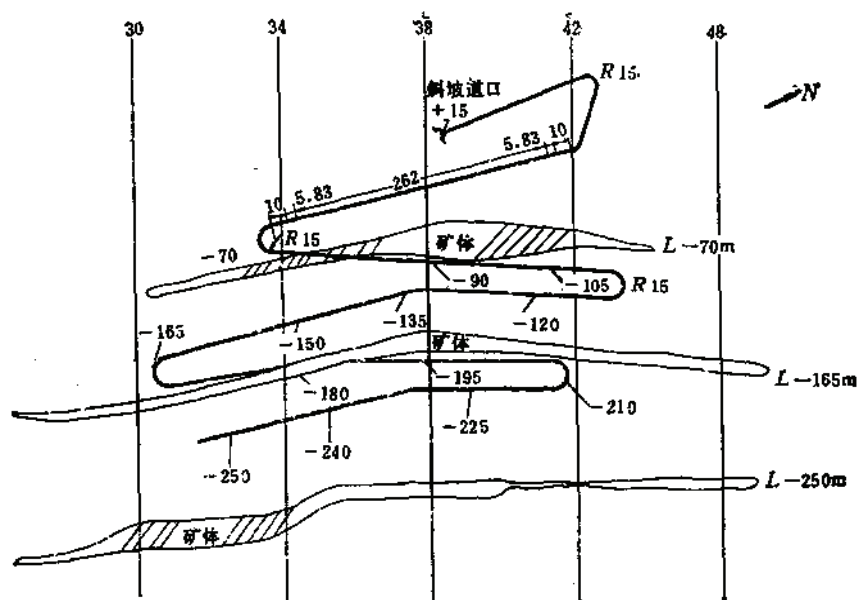


图 2-3-39 三山岛金矿斜坡道开拓平面(可行性研究)

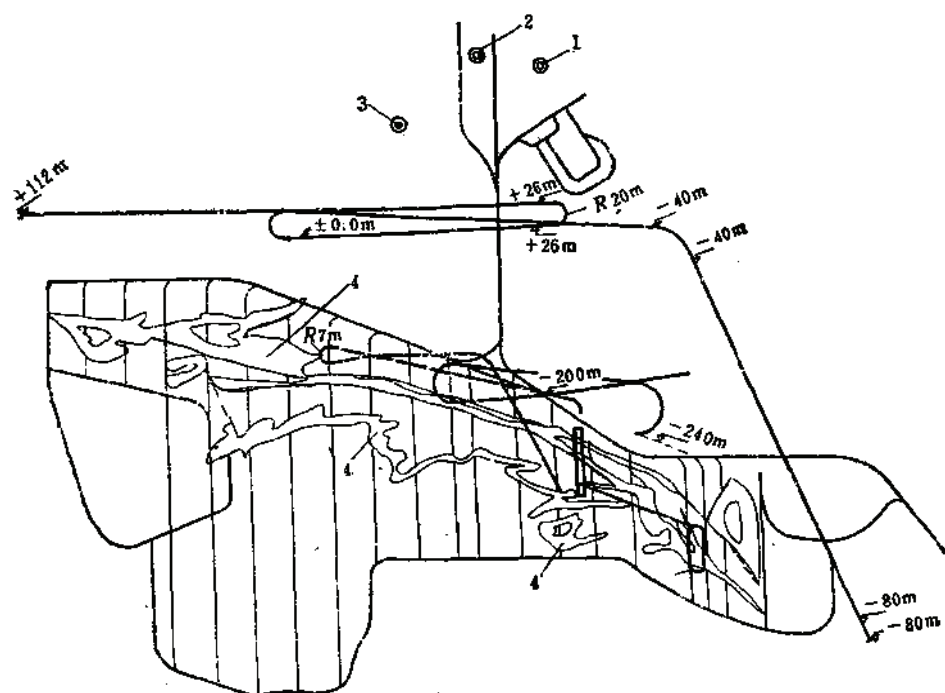


图 2-3-40 凡口铅锌矿斜坡道(从地表到240m水平)布置示意图

1—副井, 2—箕斗井, 3—新副井, 4—矿体

表 2-3-26

型内金川铜矿山斜坡道线路参数统计表

序号	矿名称	建设时间(年)	斜坡道型式	斜坡道用途	坡度(%)	曲线坡度(%)	平曲线半径(m)	竖曲线半径(m)	曲线超高(m)	曲线超高(m)	曲线超高(m)	曲线超高(m)	曲线超高(m)	路面	断面(m ²)	使用运机号
1	小寺沟铜矿	1977	螺旋	运矿及设备运行	10~15	1~3	15~20	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	混凝土	4.2×5.2	LK-1型及日本8T卡车
2	寿王坟铜矿	1980	折返	设备运行	14	3	15~20	未考虑	1	0.35	未考虑	未考虑	未考虑	自然基岩	5×4.3	LK-1型及吉普车
3	凡口铅锌矿(图2-3-40); 4°矿体	1977	螺旋	联络道	20	未考虑	6~8	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	混凝土	2.8×2.8	Toro-100DH
	-160盘区	1980	螺旋	联络道	25	0	12	未考虑	未考虑	未考虑	40	未考虑	未考虑	混凝土	3.4×3	LF-4.1
	-200盘区	1982	直线	联络道	25	3~5	6~12	未考虑	未考虑	未考虑	9	未考虑	未考虑	混凝土	3.4×3	LF-4.1
	上部斜坡道		折返	通地表设备运行	15	0	16	未考虑	未考虑	未考虑	10~30	未考虑	未考虑	混凝土	5.5×4	LF-4.1
4	大厂铜矿(铜坑)	1982	折返	通地表设备运行	17.5	2	15	未考虑	未考虑	未考虑	10~20	未考虑	未考虑	混凝土	5×5.87	CT6000 LF-4.1及辅助车辆
5	柿竹园钨钼矿	1980	螺旋	斜坡道	15	未考虑	10	未考虑	未考虑	未考虑	10~20	未考虑	未考虑	混凝土	4×3.3	CT6000
6	三山岛金矿(图2-3-39)	1986	折返	通地表设备运行	15.8	5	15~20	未考虑	0.5	0.4	10	未考虑	未考虑	混凝土	4.5×4	SF-5及辅助车辆
7	红透山铜矿	1979	折返	联络道	20~25	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	自然基岩	3×2.8	Toro-100DH
8														混凝土	4×3	LK-1
9	中条山金矿	1980	折返	联络道	20~25	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	混凝土	4.5×3	LK-1
10	金川二矿区主斜坡道	1985(设计)	螺旋	通地表设备运行	10~14	未考虑	30	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	沥青混凝土	19.8~23	全部无机设备
11	西部采区	1984	螺旋	1300~1250联络道	16.1~19.4	未考虑	6.5	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	碎石	4×3.5	LF-4.1 铲运机
12	东部采区	1984	螺旋	1350~1300联络道	15~20	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	碎石	4×3.5	H127 翻岩台车
13	丰山铜矿		螺旋	主斜坡道	14	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	碎石	4.5×4	LK-1
14	金厂峪金矿	1982	螺旋	通地表设备运行	7~14	未考虑	10~20	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	碎石	2.8×2.8	EHST-1A
	尖林山铁矿			通地表设备运行	10	未考虑	10	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	未考虑	水泥路面	4×3	LK-1, 2LD-40
	将山铁矿														4.2×3.2	LK-1

注: 金川二矿区主斜坡道从地表至935m水平总长6143m。

表 2-3-27

国外部分斜坡道开拓矿山统计

编号	国别	矿山名称	生产规模 ($\times 10^4$ t/a)		矿体产状			主斜坡道			卡		开拓深度 (m)	
			长度 (m)	宽度 (m)	厚度 (m)	倾角 (°)	埋深 (m)	长度 (m)	坡度 (%)	断面 (m ²)	型号	吨位 (t)		
1	美国	波乌特奇铅锌矿	>30	1000	60	18	缓倾斜	120	520	6	5.2×3.65		10	54
2	美国	Bowers-Campbell 锌矿	20	210	30	40	90	120	1418	10%	4.2×4.8	Eimco 980T	10.5	142
3	美国	Black plore 铜矿	7.2	1000		0.6~1.2	10~30		750				10	
4	美国	Brocker Hill 铅锌矿	64.5	160	240	1~6	40~50		4000	15	2.4×2.5	Eimco 911	9	
5	加拿大	New found land 锌矿	52.5	1800		4.5	3~4	浅	464	3~17%	5.7×4.8	Eimco 980	8	
6	加拿大	Alwin 铜矿	14.4			3.2	急			15%				
7	加拿大	戈斯莱克铜锌矿	10			12~36	35~90		1200	17%	5.5×3		20	201
8	加拿大	Pinchi 汞矿	27			12	20		369	9%	4.6×4.2		13	33
9	加拿大	加拿大铜矿	17.5	844		60	30~4	浅	2500	22%	4.8×4.2		35	
10	加拿大	Levack West	100			6	65		1200	20%				
11	日本	园山铅锌矿	60	750	250	6	10	350	1820	21%	4.4×3.4		11.7	247
12	日本	饭野铜铅锌矿	12			25~50	急	浅		17.6%			13.5	315
13	芬兰	Hamaslahti 铜矿	42	1000	100~200	2~3	急		2800	1~8.5	5×4.1	Kockams 420		327~396
14	芬兰	Virtasalmi 铜矿	27.8	500		5~30	急		2300	1~7	4×4.5	Kockams 420	25	
15	芬兰	Vammala 铜矿	30	500		3~20	急	浅	上部1000 下部800	1~5 0	20		28	
16	扎伊尔	Kamoto 铜矿	380	1500	1000	8~15	25~90		9800	6	5×6.4	MTE	12	
17	法国	Peygnee 铜矿	430	3000						10	4.5×4.2	ST-5B 铲运机	15	
18	南非	O'okiep 铜公司	30			7.6	90		3000	25%	4.9×2.7		18	
19	澳大利亚	Clever land 铜矿	25			3.75	70		2115	11~15%	4.2×4.2	CAT 769	30	3.31
20	澳大利亚	Gunpowder 铜矿	65							1~9	4.25×4.25		185	
21	澳大利亚	Agnew 铜矿	45							11%				
22	澳大利亚	Renisonbell 铜矿	80							1~9	4.25×4.25		234	

注：开拓深度指垂深。

3.7.6.1 芬兰Virtasalmi铜矿

矿体走向长500m, 厚度2~3m, 急倾斜, 矿岩石稳定, 年产矿石300万吨。上部为露采, 下部为坑采, 主要开拓工程有一条斜坡道, 三条装载和运输平巷, 三条通风井。

1977年建成了主斜坡道, 长2300m, 坡度14%, 断面为4×4.5m, 大部分为混凝土路面。

该斜坡道是矿山运输矿石、通向地表的唯一运输道。正在回采的阶段为+260m, 开拓阶段为+300m, 目前正对+150~250m阶段之间的一个富矿体, 用空场法进行回采。

采出的矿石用自卸汽车沿斜坡道运出。地下采矿作业每天为二班制, 每周工作5天, 全矿职工共57人。

主要设备有: 凿岩台车2台; CAT-980前装机2台, K1420自卸汽车, 4辆, 装药车一辆, 辅助卡车3辆, 人车1辆。开拓系统见图2-3-41。

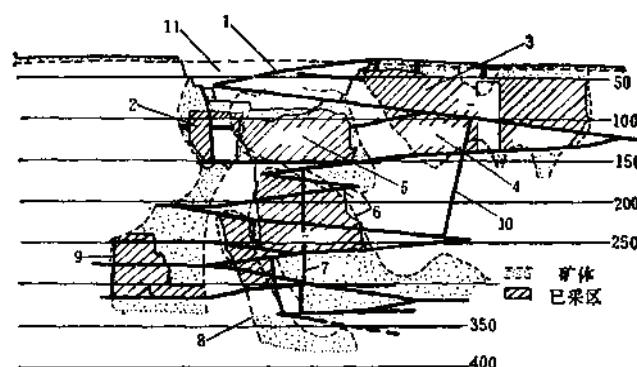


图 2-3-41 Virtasalmi铜矿开拓系统图

1—斜坡道; 2—C矿体; 3—B矿体; 4—B采场; 5—A采场; 6—A矿体; 7—通风天井; 8—D矿体;
9—E矿体; 10—排风天井; 11—露天采场

3.7.6.2 扎伊尔Kamoto铜钴矿

矿体厚度12m, 倾角25°~90°, 矿石含铜5%, 含钴0.5~1%, 下盘为白云石化角砾岩, 上盘为页岩。矿床上部用露天开采, 1976年产矿石300万吨。采矿方法为崩落法, 开采的矿石用无轨卡车从工作面运至地表。该矿有一独特的开拓系统, 从露天坑底部到下部水平的开拓、采准均用斜坡道(图2-3-42)。用坑内卡车运送矿石、人员、材料、设备, 既简单又可靠, 且使开拓费用大大降低。

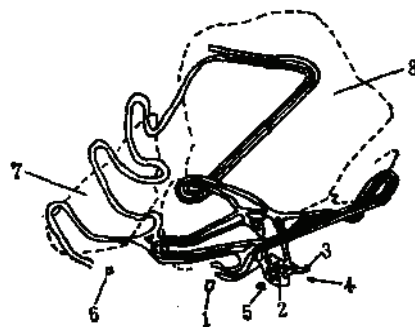


图 2-3-42 Kamoto铜钴矿开拓系统

1—斜坡道入口; 2—1°井; 3—2°井; 4—4°井; 5—3°井; 6—5°井; 7—埃坦矿体; 8—Kamoto主矿体

矿区的一个区段中,掘进二条平行斜坡道,坡度 6° ,断面 $6.4 \times 5\text{m}$,二条平行斜坡道相距仅 10m ,每隔一段距离将它们用横巷联络道贯通。

3.7.6.3 美国波乌特奇铅锌矿

矿石赋存于白云化灰岩中,呈缓倾斜扁豆状,走向长 1000m ,矿体厚 18m 。从选厂到矿体,距离 1280m ,初期为竖井开拓,矿石要经过三次转运才能送到选厂,尤其在冬季地表运输有困难,加之后来选厂生产能力扩大,决定在矿体内掘一条斜坡道,用汽车将矿石从工作面直接运至选厂,同时还可做为无轨设备的出入口。斜坡道长 520m ,断面 $3.65 \times 5.2\text{m}$,坡度为 6° ,这种规格的断面只能单向行车,为此在斜坡道设有灯光信号装置,斜坡道口离选厂约 760m ,每天用三辆自卸卡车运输矿石,此外另有二台卡车备用。从工作面到选厂平均为 1800m ,其中有 800m 为 6° 上坡,每车运矿 10t ,每班可运行 16 趟。

3.7.6.4 芬兰Vammala铜镍矿

1978年1月投产,规模 30万t/a ,矿体长 500m ,厚度 $5 \sim 30\text{m}$,呈急倾斜。

上部用露天采,下部用斜坡道开拓。斜坡道长 1000m ,坡度 $1:8$,下部长 800m ,近于水平,为了探矿还掘进了一条长 500m 的斜坡道,坡度 $1:8$,此斜坡道作为直接通往蒙特卡矿体采区的通道。

3.8 联合开拓

联合开拓是由矿床赋存条件、地形特征、勘探程度、深部开采、机械化程度等因素所决定的,不少矿山因地制宜地进行某些开拓方法的联合应用。联合开拓法分类表见2-3-2。

3.8.1 平硐与井筒(竖井或斜井)的联合开拓

3.8.1.1 适用条件

用平硐开拓的矿山,如果在平硐水平以下尚有一部分矿体时,则需用竖井或斜井(包括盲竖井或盲斜井)进行下部矿床开拓。

3.8.1.2 设计一般注意事项

(1) 矿山主要建构筑物如矿山辅助车间、空压机站、变电所、修理厂等应设在平硐口附近或便于平硐开采的范围内。平硐以下的矿石,经竖井或斜井提升到平硐水平,并转运至平硐口外的矿仓或选厂;

(2) 平硐与井筒联合开拓,其提升机硐室应尽量放在地表,如果受地形条件的限制,须在地下开挖硐室时,应尽量缩小硐室跨度,以减少开挖工程量;

(3) 如果开采平硐以下的矿体,利用平硐出矿和排水时,应防止平硐的塌陷。通常应把平硐设置在下盘垂直矿体走向的岩体中或设在矿体回采移动范围之外的稳定岩体中。

3.8.1.3 平硐与盲竖井联合开拓实例

湖北新冶铜矿属砂卡岩类型铜钨多金属矿床,有520、420、320号三个矿体。520号为设计的主矿体,呈不规则脉状、透镜状,大部分埋藏于地下,矿体走向长 800m ,平均厚度 10m ,延深 800m ,倾角 $30^{\circ} \sim 80^{\circ}$,其它矿体位于520号矿体的下盘,走向、倾角、延深与520号矿体相似,但厚度较薄,约 3m 左右。

主矿体上盘为大理岩化厚层石灰岩,稳固性好;下盘为白云质石灰岩,致密、坚硬,节理发育,中等稳定。矿山规模 500t/d ,实际达 647t/d 。

矿床开拓,矿区位于山岳地区,山坡较陡,海拔在 $783.9\text{m} \sim 130\text{m}$ 之间,采用平硐盲竖井开拓。主平硐为 370m 水平,其上部各阶段的矿石用溜井放到 370m 水平,人员材料的升降采用盲井提升,卷扬机

的直径为2m,井筒内装设有3号双罐笼。370m主平硐采用电机车运输,单轨巷道断面为 5.2m^2 、坡度为 $0.4\sim 0.6\%$,260m以下采用盲井开拓,见图2-3-43。

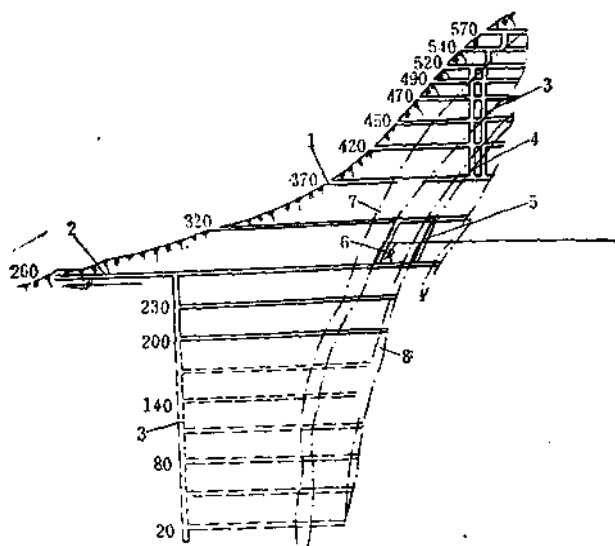


图 2-3-43 新冶钢矿开拓系统图

1—370平硐, 2—260平硐, 3—盲竖井, 4—辅助竖井, 5—矿溜井, 6—斜溜井, 7—520号矿体, 8—420号矿体

3.8.1.4 平硐与明斜井联合开拓实例

牟定铜矿清水河矿区矿床为一内陆沉积含铜砂岩硫化矿床,其产状、特征、品位等如表2-3-28所示。

矿山采用平硐明斜井开拓。采矿方法为全面法及分段崩落法。设计规模8.25万t/a。通风方式采用单翼抽出式通风系统,开拓通风系统见图2-3-44。

牟定铜矿清水河矿区矿体特征表

表 2-3-28

矿体 编号	矿体产状	氧化率 (%)	走向长 (m)	厚度 (m)	矿体倾角 (°)	含铜品位 (%)	围 岩
I ₁	似层状透镜体	28.42	680	8	<30°	1.56	上下盘为中粒长石石英 砂岩稳定
II ₁	似层状透镜体	54.47	595	2.3	<30	1.10	
IV ₁	似层状透镜体	60~70	142	0.9	<30	1.11	

3.8.1.5 平硐与盲斜井联合开拓实例

龙烟庞家堡矿区矿体走向长12.5km,设计范围9.6km。根据矿体的构造情况,自然划分为5个采区。由于矿体延深较大,以1080m平硐为界,分为上部及下部开拓系统。目前上部采完,下部系统为平硐、盲斜井联合开拓(见图2-3-45)。全矿用1080及850m水平平硐贯穿各采区。1080m平硐主要做为人员、材料、设备和废石的出入口;850m平硐主要做矿石运输至选矿厂的运输通道。两平硐之间设有1°盲斜井与之贯通。该斜井作为副斜井用于提升人员、材料设备及将废石提升到1080m水平,然后再运到排弃场。1°盲斜井长446m,倾角30°,上部断面为 8.2m^2 ,下部为 5.8m^2 ,混凝土支护。上部开拓用西部二个斜井延深到850m平硐作入风井,两井相距300m,各阶段采用7~10吨电机车牵引2~4m³矿车运输矿石。

- (3) 人员、设备及材料运输提升时间较长,转载提升不方便;
 (4) 每套提升设施都要配备一套服务人员,故人员较多。

3. 实例

建德铜矿矿床属中低温热液交代型细脉浸染含铜多金属矿。矿体呈似层状透镜体产出。矿体走向长800m,平均矿体厚度为11.7m,倾角 $10^{\circ}\sim 78^{\circ}$,埋深至-150m。矿石品位:铜1.42%,铅1.01%,硫28.36%,锌3.2%。矿石体重 3.04t/m^3 。矿体顶板围岩为白云岩、大理岩或白云质灰岩,矿岩稳固,底板为石英砂岩与粉砂岩、砂质页岩。矿体上覆岩层全为可溶性岩层,多溶洞。

矿床开拓:采用下盘明竖井与盲竖井联合开拓。采矿方法为浅孔和中深孔留矿法。

矿山规模设计为16.5万t/a,实际5~6万t/a。采矿损失率21.87%,贫化率21.2%。采用单翼对角抽式通风,通风井位于矿体北翼下盘。矿井总通风量 $30\text{m}^3/\text{s}$ 。

3.8.2.2 明井(竖井)与斜井联合开拓

该开拓方式,一般上部用通地表的竖井,而深部用盲斜井。其适用条件:

- (1) 主要井筒开凿在下盘,矿床开采深度很大,且深部矿体变缓。
- (2) 主要井筒开凿在上盘,而矿床的倾向方向在深部改变为反向倾斜。
- (3) 矿床上部用侧翼井筒开拓,矿床深部侧翼倾斜变缓,开采深度较大。
- (4) 竖井井筒部位的深部工程地质条件较坏,而靠近矿体的上、下盘工程地质条件较好。适合上述条件时,均可采用明竖井盲斜井联合开拓法。其目的是尽量减少石门工程量及寻找良好的井巷工程部位,以便降低井巷造价及维护费。

实例

车江铜矿矿床赋存于第三系沉积岩系中,矿体产状一般较稳定,走向北 $30^{\circ}\sim 35^{\circ}$ 东,倾角 $8^{\circ}\sim 20^{\circ}$,矿化带长达7500m,宽300~350m,最宽达600m。品位一般含铜1~1.5%,最高4%。围岩上盘为浅灰色细砂岩,下盘为红色粗粒砂岩。

I~Ⅷ号矿体划归一个采区开采,-5m以上为竖井开拓,-5m以下为盲斜井开拓,由上向下后退式开采(图2-3-46)。

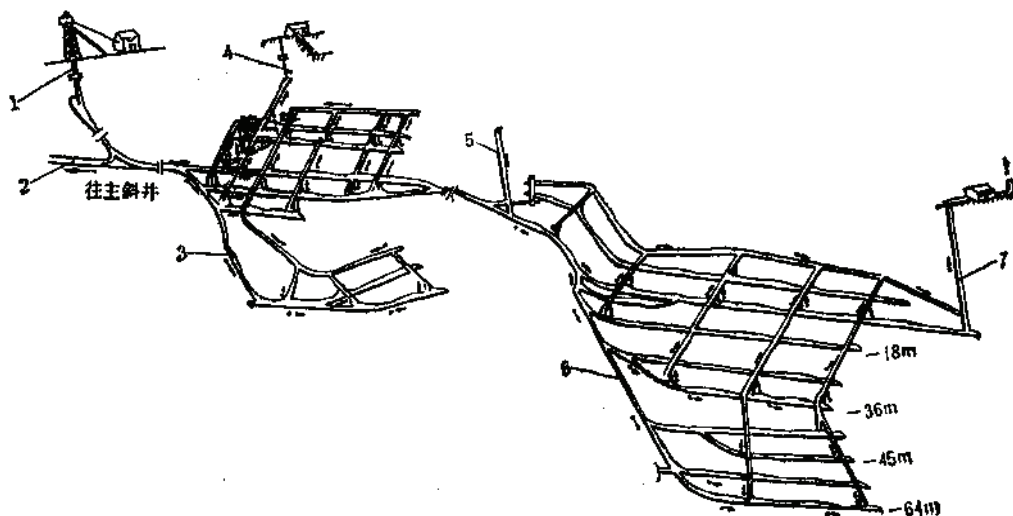


图 2-3-46 车江铜矿开拓系统示意图

1—竖井, 2—平巷, 3—2°盲斜井, 4—2°风井, 5—3°进风井, 6—3°盲斜井, 7—4°风井

采矿方法为房柱法,以不规则的自然矿柱和人工矿柱及金属锚杆支护顶,全尾砂嗣后充填。年产矿石8万吨,采矿贫化率20%,损失率5%,矿山通风采用对角式,矿体南北两端设抽风井,在Ⅰ、Ⅱ两矿体间无矿带处设进风井。

3.8.2.3 明斜井盲竖井联合开拓

该法是从地表用明斜井开拓,深部矿体用盲竖井开拓的联合开拓法。

适用条件:这种开拓法只在特殊条件下采用,矿床深部矿体变陡易于用竖井开拓而不易继续延伸通至地表的斜井;深部发现盲矿体而且倾角又陡,采用盲竖井开拓经济效益好;延深斜井可能遇到不良工程地质构造;斜井断面大,所受地应力作用较大。上述条件都可采用盲竖井进行深部矿床开拓。

3.8.2.4 明斜井盲斜井联合开拓

适用于倾角不大,原为斜井开拓而矿体倾向延伸较长的矿体。直接延伸通至地表的斜井往往在技术上遇到困难。例如:遇有溶洞区富含水层,或工程地质条件极为不良;或延伸斜井将影响上部斜井生产;或延伸斜井长度太大,单绳提升矿车有困难;或由于矿床勘探不足,深部又发现新的缓倾斜矿体。以上都可采用盲斜井进行深部开拓。

实例

云南牟定郝家河矿属湖相沉积矿床。矿体走向长3000余米,平均厚度为5.78m,倾角 $6^{\circ}\sim 8^{\circ}$,埋深300~400m(垂深),含铜品位0.31~19.26%。

矿山开拓:采用明斜井与盲斜井联合开拓。矿山设计能力为年产矿石24.75万t,采矿方法为分段空场法、房柱法、全面法嗣后一次进行尾砂充填,采用侧翼对角式通风。

3.8.3 斜坡道与平硐、竖井、斜井联合开拓

3.8.3.1 斜坡道与平硐联合开拓实例

加拿大Madeleine铜矿,位于山岳地区,主矿体露头在1128m,比附近选厂高300m。采用平硐开拓(见图2-3-47)。矿山生产能力68万t/a,平硐设在884m水平,另一平硐设在1049m水平。破碎站设在829m水平,它与选厂间有运输矿石的主平硐相联。运矿系采用胶带输送机,长900m。采矿方法为深孔空场法,采用无轨设备装矿。884~1049m之间有20%坡度的辅助斜坡道。主平硐以下的矿石用无轨设备往下掘进,并进行探矿。主平硐以上的矿石经溜井转运到破碎站,经主平硐胶带输送机运出地表。

884m平硐口设一台直径为2.1m的扇风机,压入新风,总风量为 $3500\text{m}^3/\text{min}$ 。全矿共200人。

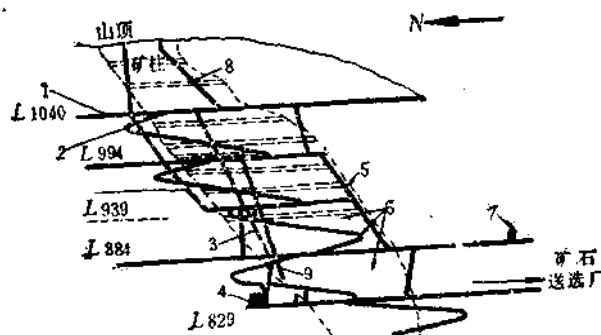


图 2-3-47 Madeleine铜矿开拓系统图

1—1049m平硐; 2—斜坡道; 3—矿石溜井; 4—破碎室; 5—入风井; 6—采场; 7—扇风机; 8—人行天井; 9—废石溜井

3.8.3.2 斜坡道与竖井联合开拓

1. 适用条件

- (1) 适用埋藏较深的大中小型矿山;
- (2) 竖井用提升矿石, 斜坡道用于辅助作业;
- (3) 大中型矿山井下无轨设备较多, 为了设备出入地表和井下, 以提高作业机械效率和运输人员、材料等, 斜坡道可直通地表;

(4) 对于某些深井矿山, 其竖井井筒直径较大, 提升能力有富余时, 斜坡道可不必通地表, 只在阶段运输巷道之间掘进一条起联络作用的斜坡道;

(5) 当下部矿体变小变缓, 储量又不大, 或为了开采边缘零星矿体, 且延伸竖井在经济上不合理时, 一些矿山采取上部为竖井下部为斜坡道的开拓方式。

这种联合开拓方式是当前国外矿山应用最为广泛的一种见表2-3-29。

2. 实例

加拿大Creighton铜镍矿, 是一座日产矿石14500吨的矿山。该矿从地表至30阶段, 掘进了一条总长3048m的螺旋形斜坡道, 垂深570m, 斜坡道断面为 $4.8 \times 2.9\text{m}^2$, 坡度 10° , 无支护, 底板敷设有102mm厚的混凝土路面。

在每一个阶段从螺旋斜坡道的倾斜段掘进平行于放矿水平的阶段巷道, 每隔9.14m从这些巷道掘进通向采场放矿溜井的联络道。从放矿溜井底部用铲运机将矿石运到主溜井, 运距约150m。铲运机型号为ST-4型, 效率每台时150吨, 在28和30阶段之间设有矿仓及破碎站, 破碎后的矿石用胶带输送机运至井底箕斗装载矿仓, 用箕斗提升至地表选厂(图2-3-48)。

为了改善无轨设备巷道的通风, 在岩石中掘进了若干专门的通风天井, 其直径分别为1.2、1.5、1.8m, 长61~91m。由于改进了开拓采准系统, 矿石产量可大幅度提高。

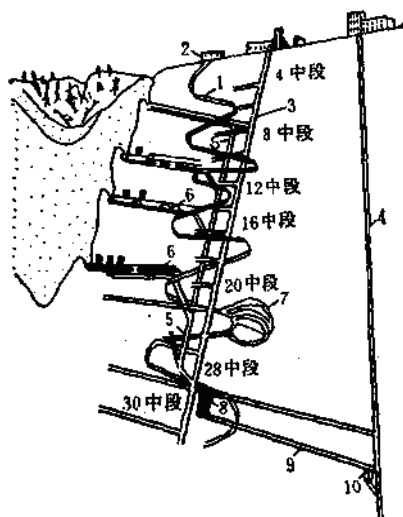


图 2-3-48 Creighton铜镍矿开拓系统

1—螺旋道; 2—螺旋道进出口; 3—通风井; 4—箕斗井; 5—主溜井; 6—供无轨设备转移的阶段巷道; 7—井下车库及修理室; 8—破碎转运设施; 9—运输矿石的胶带输送机; 10—计量室

3.8.3.3 斜坡道与斜井联合开拓实例

芬兰Vuonus铜矿是年产矿石55万吨的矿山。矿体呈板状, 赋存于石英岩中, 缓倾斜, 走向长3500m,

国外部分矿山采用竖井

编号	国别	矿山名称	规模 (t/a)	矿体产状			
				长度 (m)	宽度 (m)	厚度 (m)	倾角 (°)
1	2	3	4	5	6	7	8
1	加拿大	Creighton 铜镍矿	14500t/d				
2	加拿大	Kidd Creek 铜矿	14000t/d	600	180		70~80
3	加拿大	Cominco Con 金矿	22万				
4	加拿大	Brunswick 铅锌矿	146.2万			50	急倾斜
5	瑞典	Kiruna 铁矿	180,000t/d	4750		27~200	55~60
6	瑞典	Slekenjokk 铜锌矿	40万	2000		10	13
7	瑞典	Malmberget 铁矿	1250万	6500	100	25	30~70
8	瑞典	Tuolluvara 铁矿	140万	700		12	55
9	瑞典	Garpenberg 铜矿	17.5万				
10	瑞典	Udden 铜矿	32万	370	10~35		30
11	美国	巴依洛特-克洛普铁矿		900		9~150	40~60
12	芬兰	Keretti 铜矿	60万	4000	300~400	小于10	
13	芬兰	Vinhanti 铜锌矿	88万	2000	500	35	35~90
14	芬兰	Pyhasalmi 铜锌矿	90万	650		35~85	50~70
15	挪威	Tuerrfjellet 矿	65万	400~600		15	
16	挪威	Sulitjelma 铜矿	65万	1000	500	2	30
17	澳大利亚	Mount Isa 铜铅锌矿	800~1000万	3000		100	65
18	澳大利亚	Mount Lyell 金矿	170万	370		60	80
19	苏联	南方铁矿	250万			35~40	20~40
20	爱尔兰	Tara 铅锌矿	230万	720	600	75	15~20
21	爱尔兰	Tynaha 铅锌矿	60万	425		11~37	急倾斜
22	赞比亚	Baluba 铜钴矿	400万	6000	1500	8	30~90
23	南非	Preiska 铜矿	300万	1800		9.7	75~90

与斜坡道联合开拓表

表 2-3-29

竖井数目及提升方式	斜 坡 道			主干线运输	开采深度 (m)
	断 面 (m×m)	坡 度 (%)	型 式		
B	10	11	12	13	14
箕斗井1个, 罐笼井1个	4.8×2.9	10	螺旋	轨道	600
箕斗罐笼混合井1条	5.1×3	17	折返	轨道	930
箕斗提升	3.1×3.1	12~17	螺旋		
箕斗井2条		20	螺旋		
箕斗井8条, 罐笼井4条	8×5	10	螺旋	轨道	595
箕斗井1条	40m ²	14.3	折返	无轨	330
箕斗井3条	10×6	10	折返	无轨	
箕斗提升	5×4.3	10			
箕斗罐笼混合井1条	5×4.6	1:7	折返	无轨	490
箕斗提升	4.5×4	1:8	螺旋	无轨	
箕斗井1条, 风井1条	5×3.7	8.5°~12.5°	螺旋	无轨	400
箕斗罐笼混合井1条	20m ²	1:12	直线		
箕斗井1条, 废石井2条		1:7.5~1:5	螺旋		600
箕斗井1条, 罐笼井1条	4.5×3.7	8°	螺旋	无轨	~600
箕斗井1条, 风井1条	6×6	1:10	直线	无轨	
箕斗井		1:7	折返		
箕斗井1条, 混合井1条	3.6×3	6°	螺旋	轨道	900
副井4条, 风井10条					
箕斗提升	4.3×4.3	1:7		无轨	
箕斗井	4.8×3.5	10°	螺旋		
箕斗井1条	5.5×3.7	20°	折返		380
箕斗井1条	4.5×2.8	14.3	折返	无轨	270
箕斗井1条	4.2×4.2	8°			
箕斗罐笼混合井4条		9.5°		轨道	900

平均厚度6m,埋藏深50~150m,矿石储量600万吨,平均含铜2~2.5%,锌1~1.5%,铁22%,硫15%。还有一些钴和镍含量0.2%,矿岩坚硬。

矿山采用胶带输送机斜井和辅助斜坡道联合开拓。胶带输送机斜井长2500m,坡度 $15^{\circ}30'$,其内安装宽1.2m、长1047m的胶带输送机一台,带速2m/s,运输能力500t/h。

斜坡道长2500m,断面 $5 \times 4.1\text{m}^2$,坡度 $12^{\circ}30'$,从地表到220m水平阶段之间的斜坡道底板铺设了150mm厚混凝土路面,在入口处设有暖风设施,以防冬季结冰。

160m与220m之间阶段的主平巷布置在下盘围岩内,断面 $4.5 \times 3.7\text{m}^2$,主平巷的路面为混凝土或砾石路面。

矿石用15吨自卸卡车从采场运往溜矿井,放到280m水平破碎站,再经500m长的胶带输送机运往碎矿仓,最后由胶带输送机斜井运到地表。

矿山沿矿体走向布置5个通风井,总风量为 $600000\text{m}^3/\text{h}$,冬季新鲜空气用油炉和空压机的冷却循环水加热到 1°C 送往井下。

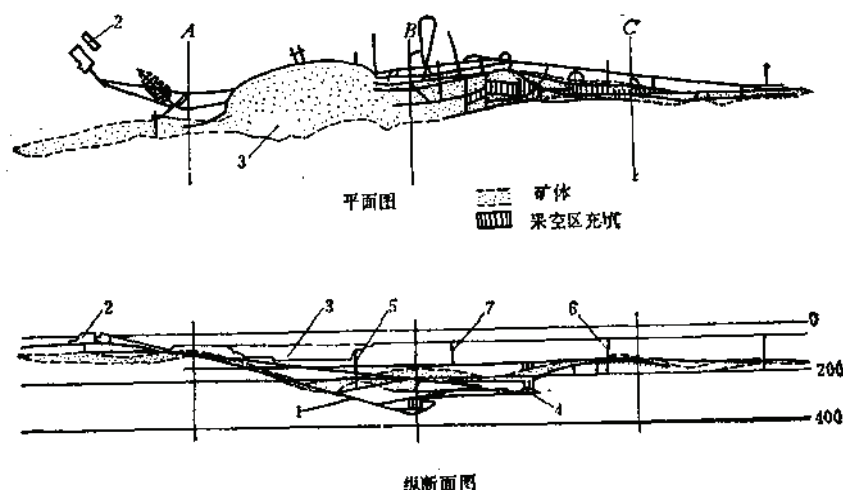


图 2-3-49 Vuonus矿开拓系统

1—胶带输送机斜井(长2500m); 2—选厂; 3—露天矿; 4—破碎站; 5—1°天井;
6—2°天井; 7—3°天井

3.9 矿床开拓方案选择

矿床开拓方案的选择是矿山总体设计中重要组成部分之一。它与矿山总体布置、提升、运输、通风、排水、供电等一系列问题有密切关系。选择的矿床开拓方案,必须符合国家颁布的有关技术经济等方针政策,其基本要求如下:

(1) 确保安全生产、创造良好的劳动卫生条件,建立完善的通风、提升、运输、排水、充填等矿山服务系统;

(2) 技术可靠,满足矿山生产能力的要求,以保证矿山企业的均衡生产并能顾及到矿山发展远景;

(3) 基建工程少,投资省,经济效益好;

(4) 不留或少留保安矿柱, 以减少矿石损失;

(5) 地表总平面布置应不占或少占农田;

矿山开拓方案选择涉及面较广, 一方面它与矿山地表总平面布置、矿井提升、运输、排水等系统密切相关; 另一方面在进行开拓方案选择时, 还应考虑: 矿山地质勘探程度, 矿山近期及远景发展; 矿石近期及长期的供需要求、矿石流向; 矿山基建投资及返本期限; 矿区内外部运输线路的修筑; 选厂、排弃场、尾矿堆场的位置, 以及当前的矿山技术政策等对开拓方案选择都起一定的影响。当所采用的开拓方案不能简单地判断出优劣时, 则必须进行综合性的技术经济评价择优而定。

进行开拓方案比较时, 通常采用初选及详细技术经济论证二个步骤。

在方案初选阶段, 应对矿床地质资料进行详细的研究, 并需到现场进行实地考察, 根据矿床赋存特点、工程地质及水文地质、矿床勘探程度、矿石储量等, 结合地表地形条件、场区内外部运输系统, 工业场区布置等关系, 拟出几个在技术上可行的开拓方案, 进行一般性分析, 剔除一些在技术上存有明显缺陷的方案, 并将余下的2~3个方案进行详细的技术经济评价, 以便选出最优方案。

3.9.1 影响开拓方案井巷类型选择的主要因素

(1) 地表地形是确定井巷开拓的重要条件。矿床赋存在山岳地带, 且埋藏在地表以上时, 则宜采用平硐开拓; 若部分埋藏在地面以上, 部份埋藏在地面以下时, 宜采用平硐、斜坡道、斜井或竖井联合开拓。

(2) 一般情况下, 矿床倾角为 $15^{\circ} \sim 75^{\circ}$ 则可采用斜井或竖井开拓; 倾角在 $20^{\circ} \sim 50^{\circ}$ 的矿床大多采用斜井开拓; 倾角在 15° 以下, 而倾斜较长时可采胶带输送机、矿车组斜井或斜坡道开拓; 倾角 $0^{\circ} \sim 15^{\circ}$ 或 $75^{\circ} \sim 90^{\circ}$ 时, 采用竖井或侧翼胶带输送机斜井开拓。上述矿床的倾角范围, 仅供一般性选择开拓方式的参考。

(3) 矿体倾角、厚度、埋藏深度等决定矿山开采深度和岩石移动范围, 进而影响地表建筑物的布置范围及主要开拓巷道的位置; 矿区构造应力场方向、大小, 直接影响主要开拓井巷的布置和阶段划分。

(4) 矿山开采深度对选择开拓井巷类型具有一定影响。如选用斜坡道与竖井或斜井相比, 斜坡道开拓(指卡车运矿)一般深度不超过200~300m, 超过此限界斜坡道开拓就不一定优越(见3.7.6节中实例)。

(5) 矿床规模, 通常是决定矿山生产能力的重要因素, 而生产能力又决定着开拓井巷类型及提升设备的选型。大型矿山多采用箕斗竖井、混合竖井或胶带输送机斜井运送矿石, 中小型矿山则通常采用罐笼竖井、混合竖井或矿车组斜井或胶带输送机斜井或采用卡车斜坡道运送矿石。

(6) 岩体的物理力学性质是决定井巷类型、掘进方法和井巷支护方法的重要因素。

当岩体稳定时, 采用竖井、斜井、斜坡道等均可; 当岩体不稳定时, 竖井掘进及维护较斜井、斜坡道简单, 主要开拓井巷应避开含水层、断层带等不良的地质条件。

(7) 矿山地表工业场地总平面布置与开拓方案有密切关系, 通常是地表总图布置与主要井巷位置统筹考虑, 以求合理布局。

3.9.2 主要开拓井巷位置的确定

主要开拓井巷是矿山生产的咽喉,是联系井下与地面运输的枢纽,而井口附近又是各种生产服务设施的工业场地,故主要开拓井巷位置的选择是否合适,对矿山生产都有长远的影响。主要开拓井巷位置除如前述要考虑矿床地质、工程地质及岩移范围的因素外,还可按最小运输功来确定。

主要开拓井巷位置的确定,指沿矿体走向位置和垂直矿体走向位置的确定。在地形条件允许情况下主要从地下运输费用来考虑。地下运输费用的大小决定于运输功的大小。运输功是货载(矿石)重量与运输距离的乘积,用 $t \cdot km$ 来表示。最有利的井筒位置是适合于最小运输费用或最小运输功之点。然而矿山地表地形条件比较复杂,以及选厂、烧结厂等加工厂厂址等,对主要开拓井巷位置的选择关系极大,其影响往往超过井下矿石最小运输功的影响,故在某些设计中有时最小运输功只起参考作用。但,当矿床面积较大、地表地形条件比较简单或比较平坦时,按最小运输功来确定主要开拓井巷的位置则具有较大的实际意义。

最小运输功计算方法,读者可参阅《金属矿床开采》等国内外教材。此处省略。

3.9.3 矿山分期开拓

分期开拓是减少矿山初期投资、降低矿石生产成本和加快建设速度的有效措施。

分期开拓可分为沿矿体走向分期和沿倾斜分期两种方式。分期开拓深度及范围,必须经过技术经济比较后确定。

3.9.3.1 影响分期开拓深度或分区范围的技术因素

- (1) 地质勘探程度;
- (2) 水文地质条件;
- (3) 矿体赋存条件及地质构造;
- (4) 矿石种类及质量;
- (5) 矿床开采技术条件;
- (6) 矿山建设规模、基建工程量与建设速度、投产时间;
- (7) 前期开拓的井巷工程和有关设施在后期利用的程度;
- (8) 矿床开采强度;
- (9) 矿山通风和排水运输系统的合理性。

3.9.3.2 影响分期开拓深度或分区范围的经济因素

- (1) 分期开拓基建投资和基建贷款利率;
- (2) 矿石生产成本;
- (3) 加快建设速度带来的经济效益。

3.9.3.3 分期开拓实例

1. 沿矿体走向的分期开拓

湘潭锰矿是一个浅海相沉积的碳酸锰矿床,矿体走向长8600m,分四期建设。一期分三个分区(即颜家冲、石塘垌、曾家塘)开拓;二期采用大区深井开拓;三期划分为Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ三个分区,四期尚未建设。各分期区沿矿体走向长控制在2000m左右。

各分期的基本情况如表2-3-30。

潮溪铁矿沿走向分期开拓工程表

表 2-3-30

分期	设计规模 (t/a)	分区名称	分区长度 (m)	开拓方式	主要井筒规格			基建工 程 量 (m)	建设 周期 (年)	附 注
					长 度 (m)	净断面 (m ²)	倾角 (°)			
一 期	42万	顾家冲	1200	斜 井	主斜井 182.6	11.3	22	2770	2	1956年建设、 1958年投产、 1974年闭坑
		曾家塘		平硐、溜井	平 硐 369	6~13		890		
		石塘地	1100	斜 井	主斜井 118	5~7	20	3550		
二 期	25万	红旗井 (东翼)	2000	箕斗斜井	主斜井 442	6.6	32	20500	8	1958年开始建 设, 现处于开采衰 退阶段
三期	10万	黄峰寺 I、II、III采区	2100	斜 井	240	6.6	25	112000	4	1975年建设主井 利用红旗井
四期		石冲井	1800							规划

从表中可知, 一、三期采用分区分期开拓, 二期采用大区深井开拓。二期建设速度慢、投产时间长, 能耗大(总装机容量为三期的1.6倍)。三期提升、通风、排水工程及车场系统比二期工程量小1/2~1/3。因此分区、分期开拓比大区深井一次开拓能更早地发挥投资效果。

2. 沿矿体倾斜方向分期开拓

沿矿体倾斜方向分期的矿山较多。例如程潮铁矿西区, 一期工程开拓至-640m水平, 二期开拓至-850m水平, 三期开拓至-950m水平, 金川二矿区一期工程开拓在1250m水平, 二期开拓至1000m水平, 三期开拓至1000m水平以下。

3.9.4 国内矿床开拓方案选择实例

程潮铁矿分东区和西区两区开采。第28~15勘探线为东区, 第15~55勘探线为西区, 西区长1200m。

西区赋存有Ⅲ、Ⅳ、Ⅴ、Ⅵ号矿体, 其中Ⅲ、Ⅵ号矿体的储量比例较大。Ⅲ号矿体平均厚44m, Ⅵ号矿体平均厚76m, 与铁矿石共生的还有硬石膏。

西区设计能力年产矿石200万吨。其中一期Ⅲ号矿体上带20万吨。一期投产后, 二期续建Ⅵ号矿体, 综合形成年产原矿200万吨的能力。

根据程潮铁矿西区矿体赋存情况及建设条件, 设计曾考虑几个开拓方案, 最终保留了2个方案即竖井和胶带输送机斜井方案进行了技术经济评价。

3.9.4.1 竖井开拓运输方案

在西区栗岭建1号、2号主提升井和副井, 井口标高为+90m。

(1) 1号箕斗井净直径5.5m, 一期建井至-640m水平, 井深730m。二期延伸至-850m水平, 最终延伸至-950m水平。坑内破碎硐室分别设在-540m, -750m, -890m三个水平。

1号箕斗井一期担负矿石和废石提升任务, 二期只提升矿石。井筒内设14m³底卸式单箕斗, 选用JKM4×6型多绳提升机、电动机功率3200kW。

(2) 2号主井(箕斗井)净直径6m, 二期一次建井至-850m, 井深940m, 最终延伸至-950m。破碎硐室设在-750m和-890m标高, 井筒担负矿石及废石提升。井筒内设17m³底卸式单箕斗, 选JKM

4.5×6型多绳提升机,电动机功率4300kW。

(3) 副井为椭圆形断面,长轴 $a=4\text{m}$,短轴 $b=3\text{m}$,一期掘至-874m,最终深度-944m,井筒内设3号和6号双层罐笼带平衡锤提升,提升机分别为JKM2.8×4型(电机功率380kW)和JKM3.25×4型(电机功率570kW)。

(4) 阶段平巷运输,采用10t电机车双机牵引6m³底卸式矿车运输。

3.9.4.2 胶带输送机斜井开拓运输方案

在西区西部布置斜井,井口标高+60m,阶段平巷运输和副井提升设施均与竖井开拓运输方案相同。

斜井内安设宽1200mm钢绳芯胶带输送机运送一、二期全部矿石和废石。斜井断面18.1m²,分二期建设,一期掘进至-570m水平,二期至-920m水平(盲斜井)。上下二段斜井形成折返接力运输。斜井倾角15°。上部斜井长2396m,下部斜井长1352m。破碎站设在-540m, -890m。

为了加快斜井掘进,采用平行双巷斜井,即平行于胶带输送机主斜井一侧另开凿一条施工措施斜井,断面为10.6m²。

3.9.4.3 技术比较

(1) 竖井方案可分期建设,斜井方案须一次建成,因此一期运输能力偏大。

(2) 主斜井井筒长,在缺乏无轨配套施工设备的条件下,其施工技术比较困难;废石运输距离长,用常规有轨施工运输工具不适应,通风困难,掘进速度慢,冶金矿山无经验;

(3) 竖井开凿在花岗岩、石英长石斑岩和闪长斑岩中,岩石坚硬,有利于施工和生产。斜井建在花岗岩、石英长石斑岩中,中间有约50~80m地段通过大理岩和 F_{11} 断层带,水文和岩石破碎情况不明。

3.9.4.4 经济比较

1. 基建投资

两方案的投资是按一、二期可比部分分别进行比较,相同部分不参与计算。主要投资项目包括:各方案的井筒、井底车场、石门、提升机、井塔、地面胶带运输和井口废石运输设施等。可比投资如表2-3-31、表2-3-32所示。

竖井开拓方案可比投资表(万元)

表 2-3-31

序号	项 目 名 称	一 期	二 期	合 计
一	竖井井筒	303.32	636.62	939.94
	1号主井	303.32	137.53	
	2号主井		499.09	
二	其它井巷	1166	1100	2266
	主井井底车场	981	870	
	主、副井石门	185	230	
三	井塔及提升机	454.92	559.96	1014.88
	1号井提升系统	454.92		
	2号井提升系统		559.96	
四	矿石地表胶带输送机	186.61	35.64	222.25
	1号胶带系统	21.56		
	2号胶带系统		35.64	
	3号胶带系统	33.84		
	4号胶带系统	131.21		
五	废石运输	16.2	9.2	25.9
	井口废石运输	9.1	4.6	
	干选废石运输	7.6	4.6	
	合 计	2127.55	2341.42	4468.97

斜井开拓方案可比部分投资表 (万元)

表 2-3-32

序号	项 目 名 称	一 期	二 期	合 计
一	斜井井筒	1089.98	568.06	1658.04
	主斜井 (第一段直通地表)	1089.98		
	盲斜井 (第二段)		568.06	
二	其他井巷	1368	1473	2841
	主斜井井底车场	577	461	
	主斜井石门	96	186	
	副井石门	695	826	
三	提升系统	496	431.51	900.51
	主斜井钢芯胶带输送机	496		
	-570m水平平巷钢芯		76.39	
	胶带输送机			
	盲斜井钢芯胶带输送机		355.12	
四	矿石地表运输	117.6		117.6
	井口钢芯胶带输送机	56		
	地面通廊及矿仓	61.6		
五	废石运输	52.9	13.8	66.7
	井口废石运输 (汽车)	16.7	9.2	
	干选废石汽车运输	36.2	4.6	
	合 计	3097.48	2684.37	5583.85

从表中可知,斜井方案的建设投资比竖井方案高,尤其是斜井方案的初期投资较大,影响其经济效益。

2. 年经营费

年经营费按提升运输内容,并根据矿石年产量分阶段进行计算。两方案相同工艺所发生的相同主要费用不参与计算,只比较可比部分,参见表2-3-33、表2-3-34。从上两表中可知竖井方案年经营费比斜井方案高。

竖井开拓方案逐年经营费表 (万元)

表 2-3-33

序 号	项 目 名 称	生 产 年 度								
		6	7	8~13 (每年)	14	15	16	17~26 (每年)	27~35 (每年)	36~37 (每年)
1	矿石年产量 (万吨)	48	67	80	136	160	180	200	200	200
	1号竖井提升费	65.58	82.75	95.13	104.43	104.43	104.43	104.43	110.03	110.03
2	2号竖井提升费				75.35	97.88	112.98	136.77	136.77	136.77
3	1号胶带输送机运费	8.4	10.97	12.72	12.72	12.72	12.72	12.72	12.72	12.72
4	2号胶带输送机运费				8.53	11.06	13.16	15.29	15.29	15.29
5	3号胶带输送机运费	7.1	8.7	9.8	13.98	16.43	18.17	19.82	19.82	19.82
6	4号胶带输送机运费	10.6	12.85	14.43	21.13	24.01	26.40	28.8	28.8	28.8
7	井口废石运输费	1.1	1.44	1.72	2.92	3.44	3.87	4.3	4.3	4.3
8	干选废石运输费	0.8	1.1	1.28	2.18	2.58	2.88	3.2	3.2	3.2
	合 计	93.58	117.81	135.08	241.24	272.53	294.61	325.33	330.93	345.93

注:年产矿石200万吨时可采32年以上,32年平均年经营费305.42万元仅采原矿体时,年产原矿80万吨,17年平均年经营费为131.92万元

斜井开拓方案逐年经营费 (万元)

表 2-3-34

序号	项 目 名 称	生 产 年 度						
		6	7	8~13 (每年)	14	15	16	17~37 (每年)
	矿石年产量 (万吨)	48	67	80	136	160	180	200
1	+50~-570m主斜井胶带输送机运费	68.33	76.22	81.91	96.51	106.12	113.45	121.00
2	-570m水平胶带输送机运输费				12.63		13.35	11.39
3	-570m至-780m盲斜井胶带输送机运费				60.20	64.84	68.43	72.11
4	井口矿石胶带输送机运输费	10.33	11.19	11.79	14.35	15.45	16.37	17.28
5	井口废石胶带输送机运输费	5.1	7.1	8.5	14.4	17.00	19.2	21.30
6	干选废石胶带输送机运输费	3.85	5.36	6.4	10.88	12.80	14.4	16.20
	合 计	87.61	99.87	108.60	208.97	229.58	245.70	262.08

注: 年产原矿200万吨时, 可采32年以上, 32年平均年经营费219.59万元; 仅采重矿体时, 年产80万吨矿石, 17年平均年经营费106.85万元。

3. 静态超额投资还本期

计算基础: 按设计规模为年产原矿200万吨, 用生产期间的平均年经营费计算还本期 $T_1 = 13$ 年, 按矿山达产后正常生产的年经营费计算还本期 $T_2 = 13$ 年, 计算公式参见技术经济章。

即从静态超额投资还本期来看, 斜井方案不如竖井开拓方案好。

4. 动态超额投资收益率

根据计算, 斜井方案超额投资收益率仅为2.25%, 说明斜井方案不如竖井方案好 (投资收益率计算参见技术经济章)。

3.8.4.5 开拓运输方案比较结果

根据经济分析, 并综合考虑两方案的其它技术因素, 比较结果见表2-3-35。

开拓方案综合比较表

表 2-3-35

序号	项 目 名 称	单 位	斜井方案	竖井方案	竖井与斜井比较
1	可比投资	(万元)	5584	4469	-1115
2	可比年经营费	(万元)			
	正常生产年经营费		262.08	345.93	+83.85
	32年平均年经营费		219.59	305.42	+85.83
3	可比定员	(人)	103	121	+18
4	占用田地	(亩)	71.5	44.3	-27.2
5	设备重量	(吨)	1971	1501	-470
6	静态投资还本期	(年)	13	—	
7	动态超额投资收益率	(%)	2.25		

3.9.4.6 结论

由于竖井方案基建工程量小, 提升井可分期建设、投资省、建设速度快、占地少、搬迁户少等原因, 设计推荐竖井方案。

3.9.5 国外矿山矿床开拓选择实例

近二十年来, 随着无轨设备的发展, 采用无轨开拓的矿山越来越多, 尽管各国矿山的条件不同, 设备、燃油等价格存有差异, 以及工人工资、技术管理水平等不同, 但总的趋势是凡能用无轨开拓的 (包括胶带输送机斜井) 尽量向无轨方向发展。以下几例可供读者参考。

3.9.5.1 苏联某铁矿开拓方案选择

苏联某铁矿为一急倾斜厚度较大的矿体,该矿山曾做了三个开拓方案比较:

(1) 箕斗—罐笼混合竖井开拓,采用双箕斗(箕斗载重各50吨)。

(2) 胶带输送机斜井开拓。根据苏联及国外矿山经验在方案比较中采用平行双巷斜井开拓。其中一条斜井设有胶带输送机和乘人员上下的吊椅索道;另一条斜井仅设有胶带输送机,带宽1200、2000mm。带速为3.15m/s和3.2m/s。

(3) 自行无轨设备斜坡道。

采用沿矿体走向方向布置。斜坡道倾角 $\alpha=4^{\circ}, 7^{\circ}$ 及 10° 。采用40t卡车运矿。按年产800万t,矿床开拓方案比较,见表2-3-36。

按矿山年产量800万t矿床开拓比较表

表 2-3-36

项 目	开 拓 方 案		
	混 合 竖 井	胶 带 输 送 机 斜 井	无 轨 卡 车 斜 坡 道
一、总投资(千卢布)	34360.64	31010.88	47943.00
其中:			
1) 最初投资	20120	17389	34843
2) 矿山基建工程费	28401	26241	33203
二、1吨矿石储量的单位投资(卢布)	0.127	0.115	0.177
其中:			
矿山基建工程投资	0.105	0.097	0.123
年生产费用(千卢布)	2785.39	2370.80	6826.50
三、1吨矿石计算成本(卢布)	0.346	0.296	0.850
四、工班劳动生产率(t)	150	358	46

注:其它生产规模的比较从略。

矿床开拓方案比较表明:在急倾斜、厚矿体、矿井年产量为250~350万t/a时,胶带输送机斜井开拓方案较经济;其次为箕斗—罐笼混合竖井开拓方案;再次则为斜坡道方案。

在斜坡道方案中对深度100m、200m、500m、800m,斜坡道倾角分别为 $4^{\circ}, 7^{\circ}, 10^{\circ}$ 等不同运输条件进行了比较,其结果是:

(1) 在产量为100~150万t/a,深度100m,最大运距不超过1km的条件下,无轨卡车运矿最经济。

(2) 缓倾斜厚矿体采用无轨卡车斜坡道运矿,其开拓深度200~250m时,是合理的。

3.9.5.2 加拿大某矿开拓方案比较

加拿大某矿体走向长为150m,厚度6m,倾斜 30° ,铜储量为150万吨,已勘探深度300m,铜品位2.5%,并伴生有金银。深部矿体未尖灭。矿石为硫化矿,主要为黄铁矿,上盘为优质安山岩,下盘为流纹岩。矿带被少量的断层和岩脉切断,接触带构造脆弱,地形平坦,覆土层厚仅为6m,无大量涌水,选厂原矿处理能力1000t/d。

矿山投资分三年借款、四年归还,年利8%。混合竖井方案:采用一台 $\phi 1.8$ m提升机和 $\phi 3$ m提升机,井深396m,地表设有井架、天轮、箕斗、罐笼、矿仓等设施;

胶带输送机斜井方案:包括1355m长斜井及胶带输送机,及地表122m胶带走廊;

卡车斜坡道:包括1786m长的斜坡道,4台工作卡车(3台工作,1台备用),地表122m长廊(胶带输送机)及地表厂房。各方案比较见表2-3-37、2-3-38、表2-3-39。

从上表可看出,年产30万t/a条件下,开拓深度为120m时,卡车斜坡道优越;深度达180m时,认为混合井开拓优越;胶带输送机斜井则居中间状态。

各开拓方案的经营费及总费用表 (美元)

表 2-3-37

项 目	混 合 竖 井	胶带输送机斜井	卡车斜坡道
每吨矿石经营费 (包括工资、材料)	0.525	0.233	0.809
总 成 本	2.34	2.42	3.05

各开拓方案的基建投资费 (美元)

表 2-3-38

项 目	竖 井 (混合井)	胶带输送机斜井	卡车运矿斜井
1. 承包的厂房及临时建筑	576840	326040	326040
2. 井巷掘进费	491000	914000	1237000
3. 井口建筑物 (包括: 井架、矿仓、地面胶带等)			
4. 设 备			
竖井提升	230000		
地下胶带		716750	
卡 车			260000
初期投资	1643940	2218790	2227040
5. 二次开拓费			
阶段巷道掘进	747m = 245000	213m = 70000	335m = 110000
6. 总计 (三年的总贷款)	1888940	2288790	2338040
7. 考虑累计利息后的总借款费	2154955	2611270	2658030
8. 分四年归还每年支付费 (另加8%)	650625	788355	804925
9. 每吨矿石投资费, 美元/吨	1.81	2.19	2.24
10. 每吨矿石投资相对差, 美元/吨	0(100%)	+0.38(+120%)	+0.43(123%)

各开拓方案开拓费用比较表 (美元)

表 2-3-39

开 拓 深 度 (m)	混 合 竖 井	胶带输送机斜井	卡车斜坡道
120	1.48	1.45	1.40
180	1.78	1.79	1.82
240	2.04	2.14	2.59
300	2.34	2.42	3.05

3.10 阶段(中段)高度的确定

3.10.1 影响阶段高度确定的因素

阶段高度的确定直接关系到矿山开拓方式和开采工艺的效益,我国矿山阶段高度一般偏低,设计中分析研究不够,特别是急倾斜矿山,阶段高度一般为50~60m。国外矿山由于机械化水平和无轨开采工艺的采用,正向高阶段发展。阶段高度确定的主要影响因素如下:

(1) 矿床开采技术条件如矿体厚度,倾角,矿岩稳定性,矿体底板平整性,矿石品位,矿石粉碎程度等,均直接影响采矿工艺和阶段高度的确定。

我国现行矿山缓倾斜矿床阶段高度一般为20~35m,急倾斜矿床为40~60m。国外矿山阶段高度一般为60~120m,个别矿山阶段高度可达200m以上。国内外矿山阶段高度统计见表2-3-40及表2-3-41。

国内部分矿山采用的阶段高度

表 2-3-40

矿 山 名 称	矿 体 开 采 条 件		采 矿 方 法	阶 段 高 度 (m)
	倾 角 (°)	厚 度 (m)		
丰山铜矿	45~80	14~27	无底柱分段崩落法	50
河北铜矿	70~90	10~30	无底柱分段崩落法	60
胡家峪铜矿	35~65	3~9	有底柱分段崩落法	50
电子沟铜矿	40~65	45~70	有底柱分段崩落法	40~45
桃林铅锌矿	30~45	10~15	阶段强制崩落法	40
红透山铜矿	72~85	3~35	分层充填法	40~60
武山铜矿	50~70	1~9	分层崩落法	40
新冶铜矿	30~80	10	留矿全面法	30
湘潭锰矿	47	2.2	水砂充填法	20~40
黄沙坪铅锌矿	40~80	中厚~厚	充填法	36
龙首矿	70	20~60	分层胶结充填法	60
凡口铅锌矿	40~68	5~10	分层胶结充填法	40~50
	15~60	15~40		
凤凰山铜矿	60~90	3.7~20	分层水砂充填法	100
王村铅土矿	11~18	1~7	长壁法	20~40
锡矿山锡矿	10~25	2~3	房柱法	20~40
柴河铅锌矿	50~80	5~20	留矿法	30
落雪龙山矿	60~70	11	分段空场法	60
易门铜矿狮山坑	72~85	26	有底柱分段崩落法	50
向山硫铁矿	30	150~200	分段崩落法	20~45
桦树沟铁矿	25~80	15~45	无底柱分段崩落法	60
大庙铁矿	60~90	10~90	无底柱分段崩落法	60
程潮铁矿	46	24~53	同 上	70
弓长岭铁矿(二矿区)	70~85	10~100	同 上	40
梅山铁矿	急倾斜	147	同 上	120
凤凰山铁矿	25~55	1~60	阶段空场法	50

(2) 基建工程量对阶段高度的影响:

当矿山工程只延深一个阶段时,高阶段的基建工程量较大;当矿山工程延深若干阶段时,其阶段高度的总基建量将减少。

阶段高度越大,运输水平初期的提升、排水等费用越高。溜井的服务年限也因阶段的增高而延长,从而增加年度的维修费。

(3) 阶段高度与采场采准、切割工程量及阶段保有的开拓矿量密切相关:

阶段高度增大使采切工程量相对减少,采场保有的回采矿量增加,从而增大了采场能力,同时使阶段服务年限增长,但初期基建投资加大。

(4) 阶段高度的确定必须考虑矿山装备水平并与之相适应。例如高阶段生产一般须设置高溜井,如果矿山施工机械落后,则新水平的开拓耗时较长,高溜井施工也更困难,反之矿山施工机具先进,效率高,新水平开拓需时就短,掘进高溜井也就比较容易。

国外部分矿山采用的阶段高度

表 2-3-41

矿 山 名 称	矿 体 开 采 条 件		采 矿 方 法	阶 段 高 度 (m)
	倾 角 (°)	厚 度 (m)		
挪威 Tverrfjellet 铅锌矿	急倾斜	15	分段空场法	60
联邦德国孔腊德铁矿	22~24	4~6	房柱法	100
澳大利亚 Mount Isa 铜铅锌矿	65	9~45	上向分层充填法	58~200
			阶段空场法	
南非 Prieska 铜矿	75~90	9	分段空场法	116
赞比亚 Baluba 铜矿	45~50	8	分段空场法	100~125
加拿大 Kidd Creek 铜矿	70~85	50~70	阶段空场法	120
苏联 Грaфит 铁矿	45~60		分段空场法	120~150
法国桑特萨尔铅锌矿	80		人工假顶下向分层充填法	60
加拿大 Madeleine 铜矿	70	60	分段空场法	55
美国皮里奇铁矿	75~85	30~180	无底柱分段崩落法	45~60
赞比亚 Mufulira 铜矿	45	9~14	分段空场法	76
瑞典 Malmberget 铁矿	40~70	100	无底柱分段崩落法	200
联邦德国 Grund 铅锌矿	70~90	40	分段充填法	50
加拿大 Strathcona 铁矿	40~45	80~100	分层充填法	76

3.10.2 阶段高度的选择

阶段可采矿量与阶段高度成正比。阶段高度的增加可以改善矿床回采的总回收指标，并可降低开拓采准和回采矿柱的超额费用所摊到每吨矿石上的数额；并可使阶段回采时间增长，为新阶段的建立赢得了时间。但阶段高度太高也会使采矿技术发生困难，会使天井掘进、提升、排水等费用相应增大，故确定阶段高度最核心的内容是矿山企业的经济效益。

阶段高度的确定通常有下列三种计算方法：

3.10.2.1 按年产量及沿走向的回采进度

对于埋藏要素稳定、形状规则的矿床，可按下列式计算：

$$H = \frac{A \sin \alpha (1 - \rho)}{n F L M \gamma \eta} \quad (2-3-6)$$

式中 A ——矿山年产量，t/a；

n ——同时开采阶段数；

F ——阶段中开采翼数；

α ——矿体倾角；

L ——在阶段的一翼中沿走向回采的年进度，m；

M ——矿体的真厚度，m；

γ ——矿石体重，t/m³；

η ——矿石回收率，%；

ρ ——矿石贫化率，%。

3.10.2.2 按阶段开拓和采准时间

在一定矿山年产量的条件下，阶段中的矿石储量能保证下一阶段的开拓和采准，并对开采阶段的回采时间，有必要的超前关系。依此来确定最小阶段高度 $H_{\min}$ ：

$$H_{min} \geq \frac{Aw(1-\rho)}{Sy\eta} \quad (2-3-7)$$

式中 S ——矿床的水平面积, m^2 ;

w ——开拓和采准对回采的超前系数;

t ——下一阶段开拓、采准所需的时间, 年;

其它符号同3.10.2.1 (2-3-6) 公式符号。

3.10.2.3 方案法

根据几个阶段高度方案, 分别计算如下内容:

(1) 计算不同运输水平间距内的矿石量及开采损失;

(2) 计算不同阶段高度的服务年限;

(3) 计算不同阶段高度的总投资, 包括固定投资和可变投资 (非固定投资);

(4) 根据服务年限及资金利率, 计算不同阶段高度的年资金成本。资金成本最低者为最佳阶段高度。

资金利率, 详见第一篇技术经济章有关计算附表。

3.11 矿山运输水平

矿山运输水平的形式有集中运输水平 (即主要运输水平) 与分散运输水平两类, 运输水平尤其是集中运输水平的选择和设计, 在矿山总体设计中占有重要地位, 也是开拓方案中的一项主要内容。

3.11.1 分散运输水平

地下矿山每个阶段 (或中段) 的矿石都直通井筒或平硐, 并将矿石运出地表。

分散运输水平多用于罐笼提升或多阶段平硐开拓的中小型矿山。阶段矿石储量较大, 生产时间较长的大型矿山, 也可采用分散运输形式。

分散运输水平的优点是不需掘进转运溜井, 井筒初期工程量省。

缺点是采用双罐笼提升及多阶段作业时, 影响罐笼提升效率; 当采用箕斗提升时, 每个阶段均需掘进装卸硐室及各阶段井底车场, 故阶段分散运输方式工程量较大、投资较多。

3.11.2 集中运输水平

集中运输水平是地下矿山集中运输矿石的水平, 即组合阶段运输水平。该水平直接与主井相通, 并经主井将矿石运往地表。

集中运输水平适用于大中型箕斗竖井、混合竖井或胶带输送机斜井以及主平硐开拓的矿山。其优点是:

(1) 运输水平集中, 可减少车场开拓及石门、附属硐室等井巷工程量;

(2) 可集中运输矿石、废石、提升、排水等作业, 生产管理简单;

(3) 可减少地下破碎站的设置与迁移, 便于使用大型机械和提高机械化、自动化程度, 降低成本;

(4) 如阶段储量不大时, 可增加开拓水平层的开采年限。

表 2-3-42

金山铁矿采用不同组合阶段数目时, 节约工程费用计算表

组合阶段数 (个)	3	4	5	6	7	8	备 注
组合阶段标高 (m)	0~130	0~200	0~270	0~340	0~410	0~480	
节约工程量 (m ³)	30,674	81,348	92,022	122,698	153,370	184,044	
节约工程费 Q ₁ (元)	1,720,811	3,441,623	5,162,434	6,883,246	8,604,057	10,324,868	
提前基建工程量 (m)	14,110	28,220	42,330	56,400	70,550	84,660	
提前基建工程量 (m ³)	78,511	157,022	235,533	314,044	392,550	471,066	
提前基建投资额 (元)	4,404,487.1	8,808,934	13,213,401	17,617,868	22,022,335	26,426,802	按 56.1 元/M ³ 计算的
基建投资增值 (增值率 8%)	352,357.4	704,714.7	1,057,072	1,409,429	1,761,787	2,114,144	
提前投资合计 P	4,756,824.5	9,513,648.7	14,270,473	19,027,297	23,784,122	28,540,946	
提前基建平均年限 n (年)	3	4.5	6	7.5	9	10.5	
基建贷款利息 Q ₂ (元)							按复利公式 $S = P(1+i)^n$ 计算
按国内长期贷款利率 i = 3% 计	441,086	1,353,475	2,769,218	4,722,302	7,248,762.5	10,386,796.9	
按国内短期贷款利率 i = 5.04% 计	756,090	2,356,149	4,897,078.9	8,485,671	13,239,554.5	19,288,224.8	
按国外贷款利率 i = 10% 计	1,574,508.9	5,095,139.5	11,010,540.4	19,851,296	32,297,583.5	49,100,132.2	
组合阶段支付提前投资利息之后 节约工程费用 φ (元)							$\varphi = Q_1 - Q_2$ 式中, Q ₁ —节约工程费 (元); Q ₂ —基建贷款利息 (元)。
按利率 3% 节约投资 (元)	1,279,725	2,088,148	2,393,216	2,160,944	1,355,294.5	-61,928.9	
按利率 5.04% 节约投资 (元)	964,721	1,085,474	265,355.1	-1,602,425	-4,635,497.5	-8,983,358.8	
按利率 10% 节约投资 (元)	146,302	-1,653,516.5	-5,848,106.4	-12,978,050	-23,693,536.5	-38,775,264.2	

注: 本表是以组合阶段数 n = 2 为基准进行计算的。

缺点是:

(1) 必须设置主要矿溜井及溜井上下部卸矿硐室及其设施,需增加一部分矿石溜放至集矿阶段的附加费;

(2) 阶段上部水平层的提升、排水费有时会增加;

(3) 初期主提升井基建工程量大,并需设置人员、材料提升电梯井(只限有轨运输时)。

3.11.2.1 集中运输水平设计时应考虑的主要问题

(1) 集中运输水平上的矿石储量保有期应按第15章所确定的原则,开拓矿量大于3~5年;

(2) 当采用无底柱分段崩落法、阶段崩落法以及采场出矿用无轨自行设备的分段空场法,阶段空场法、水平分层充填法时,都可通过集矿溜井将矿石下放至阶段集中运输水平,用有轨或用无轨将矿石运至井筒或地表。

(3) 采用电耙出矿的上述各采矿法,必须在辅助中段进行倒运和安装必要的倒运设施,否则采场溜井太长,工程量过大;

(4) 围岩条件较差,溜井施工困难的矿山,将影响主要阶段运输水平(包括组合阶段石门)的选择。

(5) 从经营管理上应考虑集中运输水平的基建工程量、投资、借款的年利率及集中运输水平工程提前支付的资金年限和由于增加阶段而节约的井巷工程费等综合因素。

3.11.2.2 金山店铁矿主集中运输阶段选择实例

金山店铁矿属大型砂卡岩接触交代矿床。矿体倾角 $57^{\circ}\sim 87^{\circ}$,矿体平均厚度约20m,上下盘围岩中等稳固到稳固。设计采用中央对角式主副竖井开拓,矿石经主溜井集中到-250m水平的破碎站进行破碎后,由箕斗提升至地表。一期工程开拓范围沿走向2km,延深350m。

设计采用集中运输阶段(组合阶段)开拓,两个阶段为一组。

一期设计的阶段水平为0m、-60m、-130m、-200m、-270m,其中-60m、-200m为集矿运输阶段;0m、-130m、-270m为辅助阶段。

以第一组0m、-60m的组合阶段与单阶段开拓(分散运输水平)相比,组合阶段开拓节省井巷工程3350m, (约52402m³开凿量)。

组合阶段石门或巷道数目,可按开拓矿量保有期确定,当采用两个阶段为一组时(0m、-60m),其开拓矿量保有期4~5年,符合规定。若按经济效益确定(见表2-3-42),则组合阶段石门或巷道的数目 n 随资金年利率(i)而变化。当 $i=3\%\sim 10\%$ 时, n 为3~5。

考虑我国地下矿山装备水平不高,施工高溜井有困难(包括施工机具及技术二方面),结合金山店铁矿矿床产状变化的影响,设计选用的 n 值为2,比较合适。

3.12 阶段平面图设计

阶段平面图是地下开拓阶段的总体平面布置图。它是在阶段地质平面图基础上,进行阶段运输巷道、采准巷道、通风巷道、矿石溜井、废石溜井、井底车场、及有关采矿生产所需的各种硐室等工程布置,并对阶段平面图内各主要井巷工程控制点进行座标计算。

3.12.1 阶段平面图设计的一般规定及注意事项

(1) 阶段运输巷道的布置与矿体赋存条件、采矿方法工艺、采场布置和采准方法有密切关系；所选择的井巷布置形式必须与矿山生产能力相适应，应保证生产安全，使巷道工程量小，维护费用低。

(2) 当采用有轨列车运输时，需在乎硐以及竖井、斜井的车场和石门中设置自动风门，两风门间距不小于一列车的长度，并不小于启闭风门时间内列车运行的距离。

(3) 阶段运输平巷应布置在下阶段开采后的岩石移动界线之外。

(4) 从每一阶段到上一阶段，至少要有两个以上的安全出口。这些出口位置必须表示在阶段平面图上。

3.12.2 阶段平面图圈画主要内容：

- (1) 座标网及座标值，指北向标志，地质勘探线及编号；
- (2) 矿体及岩层界线、名称及代表符号；
- (3) 矿块、采区、矿柱的编号；
- (4) 主要竖井、斜井、充填井、溜井的座标、标高，以及其它天井位置；
- (5) 井底车场轮廓线及各种硐室相对位置；
- (6) 井下炸药库位置；
- (7) 通风防火、防水构筑物的位置；
- (8) 新老巷道、新老采区范围；
- (9) 主要运输巷道运输线路工程量表及材料表；
- (10) 主要运输巷道岔口处控制点座标及标高（对改扩建老矿山初步设计时有此内容）。

3.12.3 阶段运输巷道布置原则及一般要求

(1) 按采矿方法、采场结构及采准布置，采场出矿能力等要求，进行阶段运输巷道布置。

(2) 按运输设备的类型、技术规格、外形尺寸等考虑巷道断面。

(3) 阶段运输量大时，可采用环形巷道布置；采用双机牵引时，可按尽头式运输巷道布置；阶段产量小时，可采用沿脉错车道布置方式。

(4) 布置阶段运输巷道时，必须在充分掌握矿体的界线和上下盘岩体工程地质资料的基础上，尽量避开不利岩层部位或破碎带、接触带。

(5) 某些地应力大的矿山，在设计前应获得矿区地应力资料。设计时应尽量把运输巷道布置在地应力最小方向的部位上。如避不开时，应根据具体情况采用合理的巷道形状，使坑道周边受力均匀，以增强巷道自身的抗力。

(6) 涌水量大、含泥多的矿山，放矿溜井下部的装矿口应尽量布置在穿脉巷道内或将主溜井布置在围岩中，以减少主要运输巷道因泥浆等影响运输工作。

(7) 阶段运输巷道应考虑矿井通风系统的需要，并需创造良好通风条件。如下盘运输巷道兼做下一阶段的回风巷道时，其巷道的位置应根据下部阶段、矿体开采后下盘岩石

移动角的大小。

(8) 运输线路纵坡一般按3~5%重车下坡设计。涌水量大的矿山还应结合水沟的排水能力考虑坡度。

(9) 采用穿脉装车时,靠阶段平巷最近的一个采场溜井距阶段平巷应大于一列车车的长度,以免堵塞主运输巷道其它车辆的运行。

(10) 布置运输巷道时,弯道曲线半径应大于通行设备轴距的7~10倍,并应考虑曲线段加宽巷道及外轨增高。

3.12.4 阶段运输巷道的布置形式

运输巷道的布置有多种,设计时可视大、中、小型矿山生产规模及矿床产状和选用的采矿方法等条件而定。

3.12.4.1 脉内或脉外错车道布置

适用于勘探程度较差的中小型矿山。采用脉内布置可顺路探矿;在矿体比较规整、或矿体较贫不需回收顶、底柱的情况下,亦可在脉内布置运输巷道。

当矿体变化较大,矿柱需要回收或矿石稳固性较差而围岩稳固性较好时,应采取脉外布置方式。

1. 脉内布置

适合薄到中厚矿体,阶段运输巷道多布置在矿体与下盘围岩接触面处。

它的主要优点是:有利探矿、放矿方便,矿柱损失小。仅在下盘岩石不稳固,而上盘岩石稳固,以及为适应采矿方法结构的要求,才布置在上盘的接触面处;如果矿体变化不大,矿石稳固,矿体规模较小,则可布置在矿体中间。

在薄矿脉中,运输平巷的布置如图2-3-50所示。当矿体为急倾斜时,应使矿脉处在平巷断面的中间;或者使矿脉处在平巷的一壁附近;当矿体为缓倾斜时,应使矿脉处在平巷断面的中间,或者使矿脉位于平巷的顶板或底板附近。

当矿脉变化较大时,为便于探矿,最好使矿脉位于巷道断面的中间。当巷道服务时间较长时,巷道应布置在较为稳固的岩石中。

当开采缓倾斜矿脉时,为便于借矿石自重装车,最好使矿脉位于巷道的顶板附近。如果利用无轨自行设备装矿,则可使矿脉位于巷道底板附近。

2. 脉外布置

脉外运输巷道分为上盘脉外和下盘脉外布置方式。

脉外运输巷道一般掘在下盘岩石中并与矿体间留有一定距离。在下列情况下采用脉外布置:

(1) 矿石不稳固而围岩稳固,

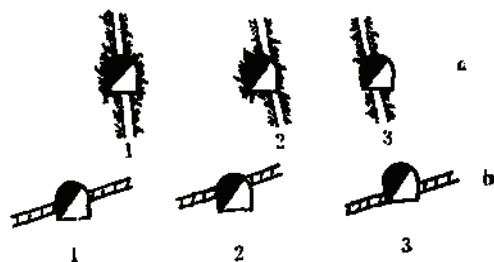


图 2-3-50 薄矿脉时阶段平巷的布置

a—急倾斜矿脉; b—缓倾斜矿脉
1—矿脉位于巷道断面中间, 2—位于巷道顶板, 3—位于底板

- (2) 矿石价值较高,或有自然、发火的矿石;
- (3) 矿体埋藏不稳定,特别是水平或缓倾斜的矿床的底板起伏大,不利于矿石运输;
- (4) 采矿方法工艺要求布置脉外采准;
- (5) 旧矿山或已采区恢复生产的需要。

3.12.4.2 穿脉或沿脉尽头式布置

此种巷道布置形式见图2-3-51所示。它适用于大中型矿井,特别是双机车牵引的矿山最为有利。矿体不规则时,穿脉巷道的布置有利于探矿,且掘进时受到外界干扰小。

矿体规整时,沿脉布置巷道较穿脉布置工程量小,若矿体不够稳定时,则巷道维护比较困难。

3.12.4.3 脉内外环形布置

此种巷道布置形式见图2-3-52。

适用于厚大矿体或平行矿脉较多、生产能力大的矿山。一般采用单轨环形布置;当生产量很大时(800~1000万t/a),可采用双轨环形布置。

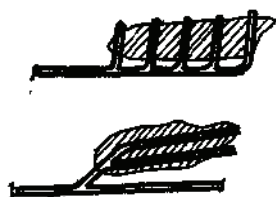


图 2-3-51 脉外平巷、穿脉及沿脉尽头式布置



图 2-3-52 脉内外环形布置

缓倾斜厚矿体采用环形布置时,其中一条平巷可布置在靠近上盘矿体内,见图2-3-53。

3.12.4.4 脉外环形布置

此种巷道布置形式适用于中厚矿体、采场溜井布置在下盘沿脉。该布置巷道工程量小,但对运输干扰大,见图2-3-54。



图 2-3-53 靠近上盘矿体内环形布置



图 2-3-54 脉外环形布置

3.12.4.5 脉内或脉外平巷运输,穿脉装矿布置

该巷道布置形式适用于铲运机、装运机、装岩机等在运输平巷水平装矿的采场底部结构。视阶段运输量的大小及矿体厚度的大小,其沿脉平巷可以是无轨巷道或有轨(单双轨)巷道。如矿体较厚时,还需增加穿脉巷道或构成环形布置,见图2-3-55所示。

3.12.4.6 电耙溜井布置

此种布置形式适用于电耙(或装运机)直接将矿石从采场运到溜井的采场底部结构,见图2-3-56所示。

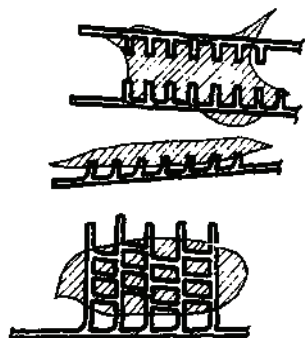


图 2-3-55 脉内或脉外平巷运输穿脉装矿布置



图 2-3-56 电耙（或装运机）溜井化布置

3.12.4.7 无轨运输巷道布置

无轨运输巷道（包括出矿巷道）分为沿走向布置、垂直走向布置和联合布置三种。用于阶段运输平巷或各采场间的出矿巷道的联络巷道，一般以布置在矿体的下盘脉外为宜，且距矿体一定距离，以便无轨设备运行或出矿。无轨设备装矿巷道与放矿巷道的夹角一般为 $45^\circ \sim 90^\circ$ ，装矿巷道长度一般不小于无轨设备的长度，其布置见图2-3-57、图2-3-58所示。

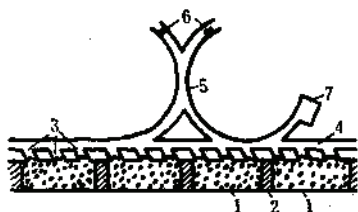


图 2-3-57 装矿巷道垂直矿体走向无轨装运水平平面布置图

1—矿房；2—间柱；3—装矿巷道；4—运输平巷；5—穿脉巷道；6—分支溜井；7—无轨设备机修硐室

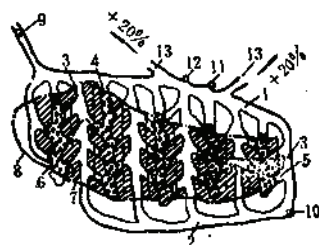


图 2-3-58 装矿巷道沿走向布置无轨装运水平平面图

1—下盘运输平巷；2—上盘运输平巷；3—穿脉巷道；4—拉底巷道；5—装矿巷道；6—矿房；7—间柱；8—矿体边界；9—进风天井；10—回风天井；11—矿石溜井；12—废石溜井；13—开拓斜坡道

3.12.4.8 矿山实例

(1) 易门铜矿，为有底柱分段崩落法矿山。阶段运输平巷布置在下阶段回采矿体移动线外 $5 \sim 8\text{m}$ ，每 $50 \sim 80\text{m}$ 掘进一穿脉巷道做放矿用。

(2) 大罗坝铁矿，其阶段运输平巷布置在距矿体下盘 4m 处，平巷内铺设单轨加错车道。

(3) 金川二矿区，1250m阶段东西采区日产矿石3000吨。采矿方法为上向机械化胶结充填法及下向机械化胶结充填法。矿石经采场溜井放入 4m^3 侧卸式矿车，用14吨电机车牵引10辆矿车，运往东部主井卸矿站，经 $900 \times 1200\text{mm}$ 颞式破碎机将矿石破碎至 300mm 以下，经胶带输送机向箕斗计量仓供矿，装18吨箕斗经车主井提升至地表。井下运输采用单轨环行运输系统，每 50m 沿勘探线设计装车穿脉，形成装车线，其平面运输布置图见图2-3-59所示。

(4) 澳大利亚Mount Isa矿，年产矿石达900~1000万吨，日产矿石有时达 5万t/d 。其中铜矿石的主要运输阶段在第19阶段，离地表约900m也采用脉外单轨环行运输系统。铜矿石主要为分段空场法回采，经采场溜井将矿石卸入19阶段的 11.3m^3 底卸式矿车中，用20t电机车牵引15辆矿车至卸矿站，将矿石

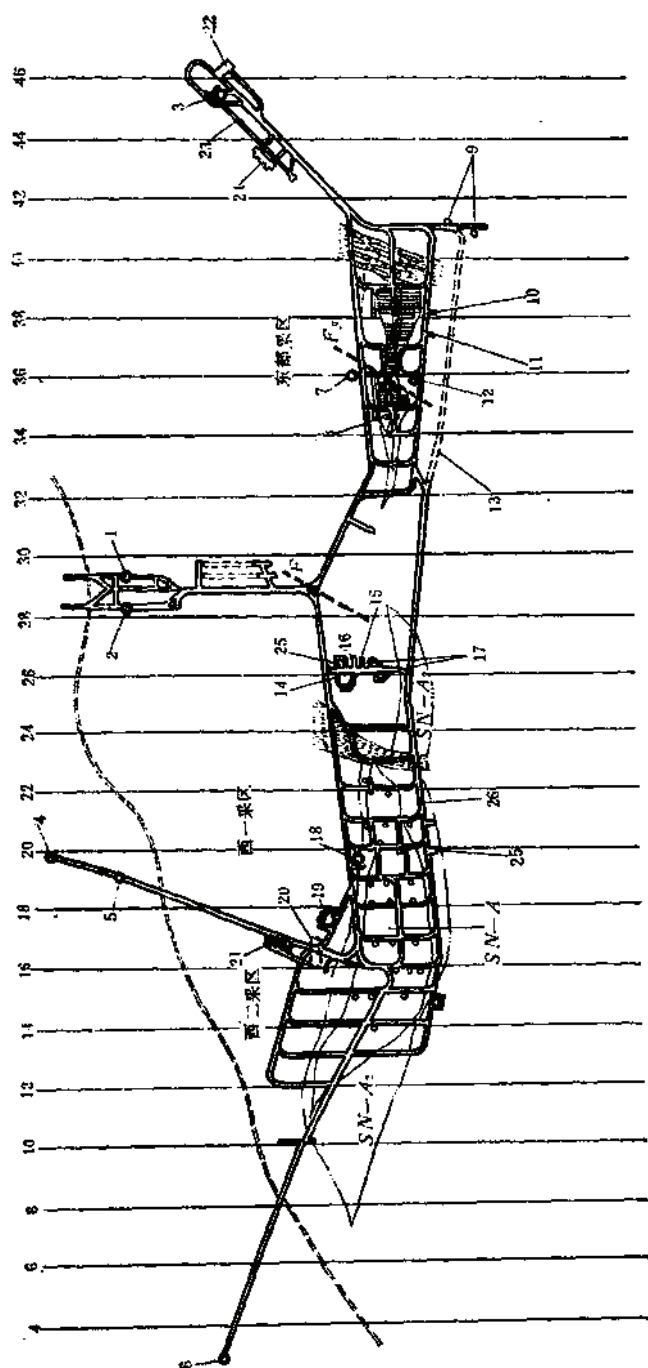


图 2-3-59 金川二矿区1250m阶段平面图

1—东副井, 2—西副井, 3—东主井, 4—西主井, 5—充填井, 6—西风井, 7—措施井, 8—VCR法采场, 9—矿溜井, 10—牵引变电所, 11—采区变电所, 12—电梯井, 13—上盘运输阶段平巷, 14—材料库, 15—调度室, 16—医务室, 17—机车库, 18—电梯井, 19—炸药库, 20—斜坡道, 21—矿运机修理间室, 22—破碎站, 23—粉矿回收斜井, 24—炸药库, 25—采区变电所, 26—上盘运输平巷

卸入破碎站矿仓。该阶段每周能运输矿石10万t以上,个别情况每日可达3万t运量。在19阶段设有一集中控制运输中心,在该中心设有一台小型电子计算机进行运输管理。

国内部分矿山阶段运输巷道布置形式见表2-3-43。

国内部分矿山阶段运输巷道布置形式

表 2-3-43

矿山名称	矿床埋藏条件			生产能力 ($\times 10^4$ t/a)	运输巷道布置形式	采矿方法	运输方式	
	延 长 (m)	倾 角 (°)	厚 度 (m)				机车重 (t)	矿车容积 (m ³)
梅山铁矿	1200	急倾斜	147	250	脉外环行	无底柱分段崩落	20	6(侧卸)
程潮铁矿	1500	46	24~53	150	脉外环行	同 上	10	2(固定)
凤凰山铜矿	700	60~90	3.7~20	60~100	尽头式	尾砂充填	7	7(底部)
桃林铅锌矿	2400	30~45	10~15	120	脉内外环行	阶段崩落	10	2(固定)
金川二矿区(一期)	1600	45~75	~118	100	脉外环行	胶结充填	14	4(侧卸)
金川龙首矿	900~1100	70	10~70	30~50	脉外环行	同 上	7, 10	0.6(固定)
焦家金矿	240~1200	40~63	1.48~3.52	16.5	底盘脉外布置	尾砂充填法	3	0.7(固定)
麻阳铜矿	2000	15	1.5	16.5	脉内尽头式	尾砂充填法	3	1.2(固定)
易门铜矿狮子山坑	800~900	70~80	15~18	60	脉外平巷运输 穿脉采矿	有底柱分段崩落法	7, 10	1.6(侧卸)

3.12.5 阶段平面图座标计算

3.12.5.1 座标计算应注意的一些问题

(1) 平硐口、斜井口、竖井口、主溜井的中心点座标通常是已知的或设计决定的,它是井巷座标计算的基础点。在计算中要反复核实已知点座标,以免发生错误,影响其它点的座标计算。

(2) 要注意计算线段所在的象限和方位角,以正确确定座标增量的正负值及线段方位。

座标增量的符号表

表 2-3-44

直 线 方 向		坐 标 增 量 符 号	
方 位 角	象 限 名 称	ΔX	ΔY
0°~90°	第Ⅰ象限(北偏东 NE)	+	+
90°~180°	第Ⅱ象限(南偏东 SE)	-	+
180°~270°	第Ⅲ象限(南偏西 SW)	-	-
270°~360°	第Ⅳ象限(北偏西 NW)	+	-

(3) 在阶段平面图设计中一般规定:在有轨巷道,按轨道中心计算座标;在无轨巷道中则按巷道中心计算座标;

(4) 地表及井下要使用统一座标系统;

(5) 要按校核公式进行认真地校验,以免造成错误,影响工程建设;

(6) 座标计算精度要求:精确至小数点后3位;导线边长的水平投影和座标增量要计算到 ± 1 mm的精度;角度要计算至秒($\pm 1''$)。

(7) 为简明清晰,通常采用列表法计算座标,其表格形式如表2-3-45所示。

座标计算表

表 2-3-45

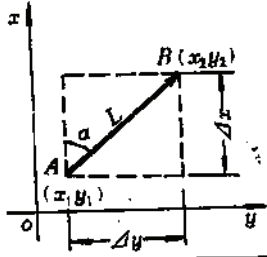
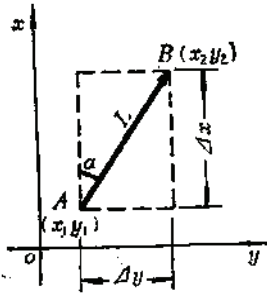
编号	方位角	方向角	距 离	坐标增量		座 标	
				ΔX	ΔY	x	y
1							
2							
3							
4							
5							
6							
7							

3.12.5.2 阶段平面图常用座标计算

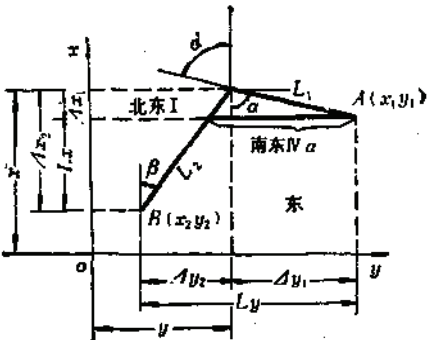
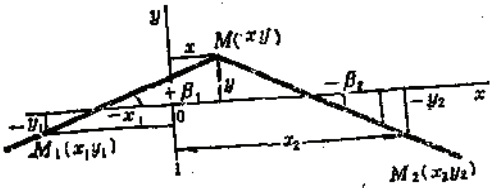
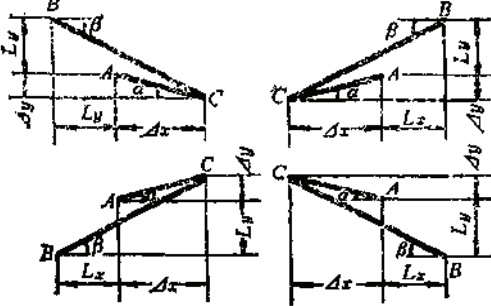
按表2-3-46所示的公式计算。

阶段平面图设计常用座标计算公式表

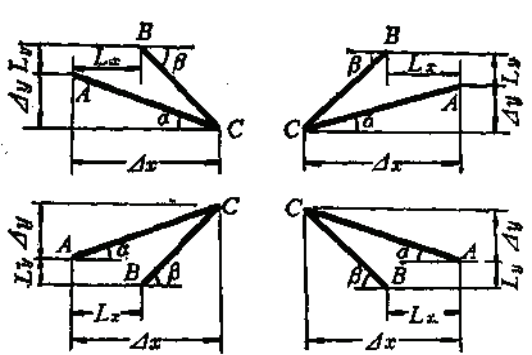
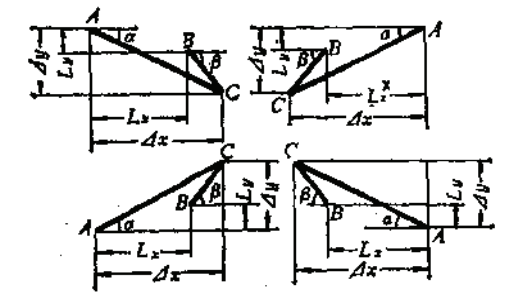
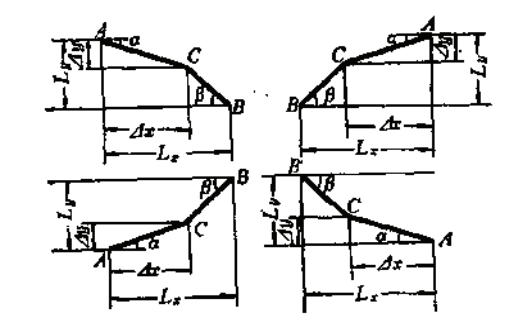
表 2-3-46

名 称 及 简 图	计 算 公 式
1. 已知两点座标求直线长及方向 	$\Delta x = x_2 - x_1$ $\Delta y = y_2 - y_1$ $\operatorname{tg} \alpha = \frac{\Delta y}{\Delta x}$ $\text{象限角 } \alpha = \alpha_r \operatorname{ctg} \frac{\Delta y}{\Delta x}$ $\text{直线长 } L = \sqrt{\Delta x^2 + \Delta y^2}$
2. 已知直线上一点的座标及方向, 求另一点座标 	$\Delta x = L \cos \alpha$ $x_2 = x_1 \pm \Delta x$ $\Delta y = L \sin \alpha$ $y_2 = y_1 \pm \Delta y$

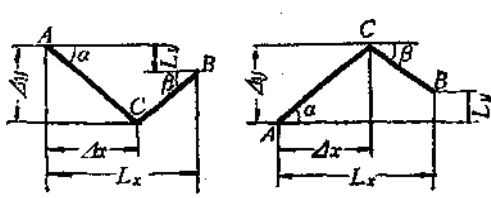
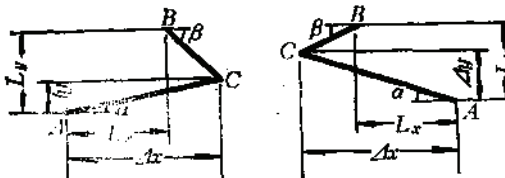
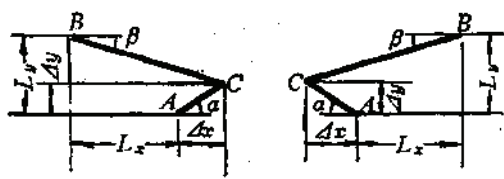
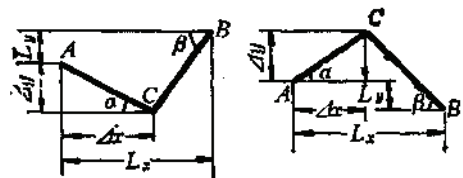
续表

名称及简图	计算公式
3. 已知两直线两点的坐标及方向, 求交点坐标 	$\begin{cases} x_1 - x_2 = L_1 \\ y_1 - y_2 = L_2 \end{cases} \quad \begin{cases} x - x'_1 = \Delta x_1 \\ y - y'_1 = \Delta y_1 \end{cases}$ $\begin{cases} x - x_2 = \Delta x_2 \\ y - y_2 = \Delta y_2 \end{cases}$ $m_1 = \tan \alpha, \quad m_2 = \tan \beta$ $\begin{cases} \Delta x_1 = \frac{m_2 L_1 - L_2}{m_1 - m_2} \\ \Delta y_1 = m_1 \Delta x_1 \end{cases} \quad \begin{cases} x = x_1 + \Delta x_1 \\ y = y_1 + \Delta y_1 \end{cases}$ $\begin{cases} \Delta x_2 = \frac{m_1 L_2 - L_1}{m_1 - m_2} \\ \Delta y_2 = m_2 \Delta x_2 \end{cases} \quad \begin{cases} x = x_2 + \Delta x_2 \\ y = y_2 + \Delta y_2 \end{cases}$ 上面两组公式可以相互验证 两直线长 $L_1 = \frac{\Delta x_1}{\cos \alpha}$ $L_2 = \frac{\Delta x_2}{\cos \beta}$
4. 求两直线交点M的坐标。 已知两直线M_1, M_2两点的坐标(x_1, y_1), (x_2, y_2)及两直线的角β_1, β_2 	总图运输常采用下述平面坐标计算公式 $x = \frac{y_2 - y_1 + x_1 \tan \beta_1 - x_2 \tan \beta_2}{\tan \beta_1 - \tan \beta_2}$ $y = (x - x_1) \tan \beta_1 + y_1$ 验算: $y - y_2 = (x - x_2) \tan \beta_2$ 说明: 1. 坐标系为数学坐标与一般测量坐标不同。x轴和y轴互换。 2. 所有已知数均按其原有符号代入公式中。 3. 由x轴起顺着时针的方向计算锐角时 $\tan \beta$ 为负值。 4. β 是指直线与x轴顺时针方向的夹角
5. 	求交点坐标 $\Delta x = \frac{L_y - L_x \tan \beta}{\tan \beta - \tan \alpha}$ $\Delta y = \Delta x \tan \alpha$ 求两值线长 $AC = \frac{L_y \cos \beta - L_x \sin \beta}{\sin(\beta - \alpha)}$ $BC = \frac{L_y \cos \alpha - L_x \sin \alpha}{\sin(\beta - \alpha)}$

续表

名称及简图	计算公式
6. 	求交点坐标 $\Delta x = \frac{L_x \tan \beta + L_y}{\tan \beta - \tan \alpha}$ $\Delta y = \Delta x \tan \alpha$ 求两值线长 $AC = \frac{L_x \sin \beta + L_y \cos \beta}{\sin(\beta - \alpha)}$ $BC = \frac{L_x \sin \alpha + L_y \cos \alpha}{\sin(\beta - \alpha)}$
7. 	求交点坐标 $\Delta x = \frac{L_x \tan \beta - L_y}{\tan \beta - \tan \alpha}$ $\Delta y = \Delta x \tan \alpha$ 求两值线长 $AC = \frac{L_x \sin \beta - L_y \cos \beta}{\sin(\beta - \alpha)}$ $BC = \frac{L_x \sin \alpha - L_y \cos \alpha}{\sin(\beta - \alpha)}$
8. 	求交点坐标 $\Delta x = \frac{L_x \tan \beta - L_y}{\tan \beta - \tan \alpha}$ $\Delta y = \Delta x \tan \alpha$ 求两值线长 $AC = \frac{L_x \sin \beta - L_y \cos \beta}{\sin(\beta - \alpha)}$ $BC = \frac{L_y \cos \alpha - L_x \sin \alpha}{\sin(\beta - \alpha)}$

续表

名称及简图	计算公式
9. 	求交点坐标 $\Delta x = \frac{L_x \tan \beta + L_y}{\tan \beta + \tan \alpha}$ $\Delta y = \Delta x \tan \alpha$ 求两值线长 $AC = \frac{L_x \sin \beta + L_y \cos \beta}{\sin(\beta + \alpha)}$ $BC = \frac{L_x \sin \alpha - L_y \cos \alpha}{\sin(\beta + \alpha)}$
10. 	求交点坐标 $\Delta x = \frac{L_x \tan \beta + L_y}{\tan \beta + \tan \alpha}$ $\Delta y = \Delta x \tan \alpha$ 求两值线长 $AC = \frac{L_x \sin \beta + L_y \cos \beta}{\sin(\beta + \alpha)}$ $BC = \frac{L_y \cos \alpha - L_x \sin \alpha}{\sin(\beta - \alpha)}$
11. 	求交点坐标 $\Delta x = \frac{L_y - L_x \tan \beta}{\tan \beta + \tan \alpha}$ $\Delta y = \Delta x \tan \alpha$ 求两值线长 $AC = \frac{L_y \cos \beta - L_x \sin \beta}{\sin(\beta + \alpha)}$ $BC = \frac{L_x \sin \alpha + L_y \cos \beta}{\sin(\beta + \alpha)}$
12. 	求交点坐标 $\Delta x = \frac{L_x \tan \beta - L_y}{\tan \beta + \tan \alpha}$ $\Delta y = \Delta x \tan \alpha$ 求两值线长 $AC = \frac{L_x \sin \beta - L_y \cos \beta}{\sin(\beta + \alpha)}$ $BC = \frac{L_x \sin \alpha + L_y \cos \alpha}{\sin(\beta + \alpha)}$

程潮铁矿地表及地下破碎站比较表

表 2-3-47

序号	项 目	地表设破碎站 (万元)	地下设破碎站 (万元)
一	基建费:		
	1. 土建矿仓及厂房	19.5	
	2. 设备及安装 (2 台)	47.63	62.58 (后期3万)
	3. 地下破碎硐室		61.50 (后期61.5)
	4. 竖井 (30m)		16.
	合 计	67.13	139.08 (后期203.58)
二	经营费		
	1. 在地表设破碎站井下二次爆破炸药量	42	
	2. 由于矿石溜放到下一水平、增加竖井提升电费		3.5
	3. 井下破碎通风除尘费		3.9
	合 计	42	7.4

注: 本表系长沙黑色冶金矿山设计研究院提供。

3.13 地下破碎及溜井系统

3.13.1 地下破碎

国内外矿山生产实践表明: 采用地下破碎时能提高采矿效率、降低矿石成本、减少采场二次爆破、改善作业环境等方面都有很大效益。程潮铁矿选用地下破碎时的方案比较参见表2-3-47。

从表中看出, 该矿设置地下破碎硐室, 每年经营费节省34.58万元, 其投资超额返本期如不计算利率时, 仅2年左右返本, 故程潮铁矿采用地下破碎不仅在技术上合理, 而且经济效益好。

除此之外, 对于应用底卸式箕斗提升的竖井或采用胶带输送机斜井开拓的矿山, 为实现提升或运输的自动化, 延长箕斗或胶带的使用寿命, 保证生产的正常进行, 地下破碎是一项十分有利的措施。经破碎的矿石块度一般控制在100~300mm。据国内已建和在建的30座地下破碎站分析, 建设破碎硐室施工期一般约1~3年, 工程量较大, 施工条件比较困难。设一台破碎机的工程量约1500~3000m³; 设二台机组时, 约3000~5000m³。在破碎机上需要长溜井 (或贮矿仓), 在其下部需建粗碎矿仓, 工程量一般约1000~2000m³, 用以调节矿石运量, 使其均衡生产。

3.13.2 适用条件及设计中应注意的问题

- (1) 地下破碎适用于箕斗提矿或胶带输送机斜井运矿, 年产矿石量30万t以上的空场法、充填法、有底柱和无底柱分段崩落法等矿山;
- (2) 用于矿石坚硬, 易于产生大块的矿山;
- (3) 破碎系统的布置应有可靠的工程地质资料, 尽可能将破碎硐室布置在岩层比较稳定地段, 避免布置在断层带、破碎带、溶洞及含水量大的地段;
- (4) 破碎系统的服务年限, 一般应在10年以上;

(5) 溜放破碎一种品级的矿石以及年产量小于100万t的矿山,可采用一条矿仓(或溜井);年产量为100~200万t的矿山,依具体情况采用一条或两条矿仓(或溜井);年产量大于200万t的矿山,应采用两条矿仓(或溜井)。但一般矿石的品级不宜超过三种。溜井高以小于200m为宜;

(6) 整个破碎系统应有独立的通风系统和完善的除尘设施;

(7) 破碎硐室、胶带道、计量硐室应设一个独立的大件设备出入通道,并兼做安全出口,以便人员检修和人员通行。

3.13.3 地下破碎系统的布置形式

地下破碎系统与矿山开拓系统紧密相连,由于开拓方式和运矿方式的不同,破碎系统的布置也各有差异。一般有下列三种:

平硐连接破碎系统;

胶带输送机斜井或箕斗斜井连接破碎系统;

箕斗竖井或混合井连接破碎系统。

3.13.3.1 分散旁侧式布置

分散旁侧式布置的坑内破碎装置,适用于开采坑内极厚矿体或缓倾斜厚矿体、阶段储量特大和生产期限很长的矿山。此种布置形式的特点是每一开采阶段都单独在箕斗竖井旁侧设置破碎站,随着阶段下降,破碎站也随之迁移至下部阶段。这种布置的优点是第一期井筒、溜井工程量小,建设快,缺点是全矿总的硐室工程量大(图2-3-60a)。

3.13.3.2 集中旁侧式布置

集中旁侧式布置,适用于开采厚矿体、阶段矿石储量较大的矿山。这种布置型式是将几个阶段的矿石通过溜井放到下部阶段竖井旁破碎硐室集中破碎,如图2-3-60b所示。

当提升井筒附近岩石比较破碎,采用旁侧式布置有困难时,应当考虑将破碎机硐室移至适当位置,将破碎后的矿石用胶带输送机或其它方式转运到提升井的箕斗装载硐室。

我国目前采用坑内破碎的矿山有30多座,大多数为粗碎站,所选用的设备为PEJ900×1200mm颚式破碎机,少数采用PEJ600×900mm、PEJ1200×1500mm颚式破碎机或PS900×500旋回式破碎机。国外矿山通常采用1076×760, 1200×1500, 2130×1520mm颚式破碎机或圆锥破碎机,国外地下设破碎机的矿山,最小规模年产矿石30万t。

澳大利亚Mount Isa铜铅锌矿,现有三座地下破碎站。铜矿石采用№3, №4号破碎站;铅锌矿及废石使用№2号破碎站。这些破碎站设在第20阶段以上,均为两段破碎系统,并安设2.1×1.5m颚式破碎机进行初碎,排矿块度<300mm,生产能力1000t/h。中碎设施位于20~21阶段之间。№2破碎站设有2台供中碎用的1076×760mm颚式破碎机; №3, №4破碎站设有2台专供中碎用的1200×900mm颚式破碎机。所有粗碎后的矿石都经过齿轮转动的12kW Ross链式给矿机,再进入中粗碎系统。

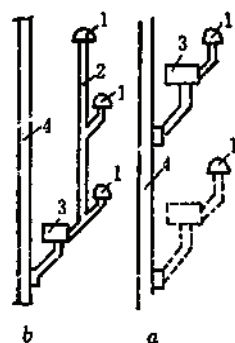


图 2-3-60 旁侧式布置示意图

a—分散旁侧; b—集中旁侧

1—运输阶段卸矿溜井; 2—集中矿溜井;
3—破碎硐室; 4—竖井或混合井

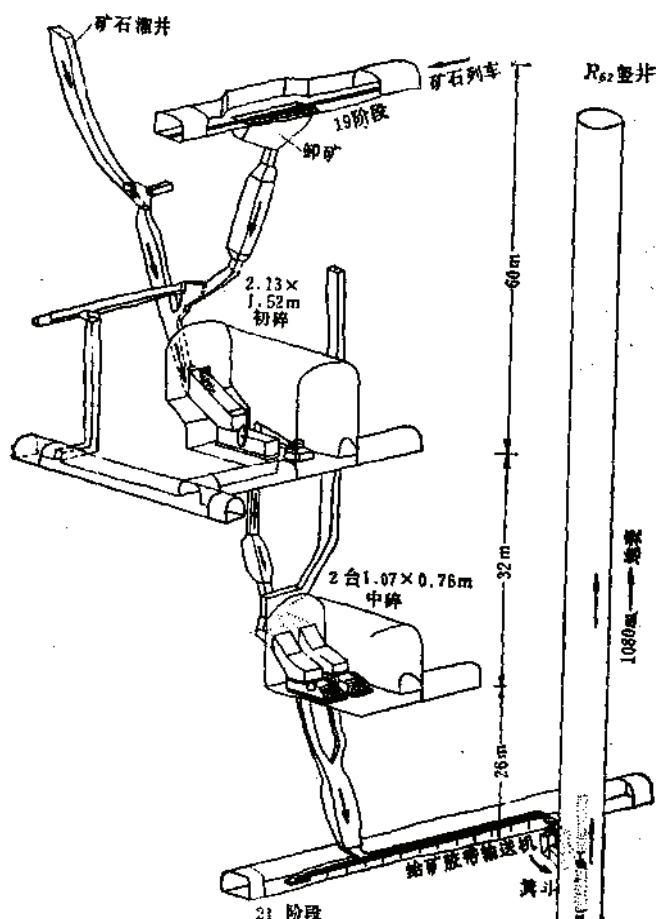


图 2-3-61 Mount Isa 铜铅锌矿破碎系统

破碎硐室规格：长21m，宽18m，高10.3m，中碎设施能力350t/h，中碎后矿石块度为265mm以下。破碎系统见图2-3-61所示。国内地下破碎矿山实例见表2-3-48。

3.13.4 溜 井 系 统

溜井放矿不仅适用于平硐开拓的矿山，也适用于竖井开拓矿山（采用溜井放矿、集中出矿的运矿方式），在我国不仅大中型矿山，而且在一些小型矿山应用也广泛。

3.13.4.1 溜井位置选择

1. 溜井位置选择的主要原则

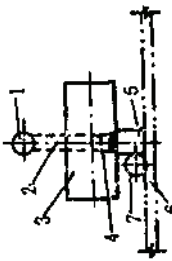
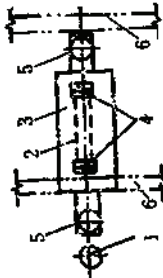
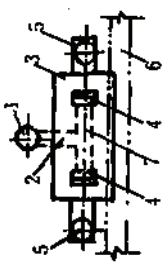
(1) 根据矿体埋藏条件和采矿方法所确定的运输平巷，拟定溜井位置方案进行比较，使其在各阶段的开拓工程量最小，运距短，施工方便，安全可靠，服务年限长，经济效益好；

(2) 溜井应布置在岩层坚硬、稳固地带，尽量避开断层、破碎带、溶洞及大涌水地区；地质构造复杂的矿山，溜井位置应补作水文或工程地质工作，以查明溜井通过的岩层；

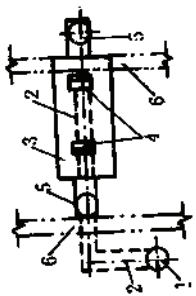
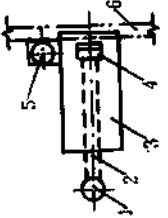
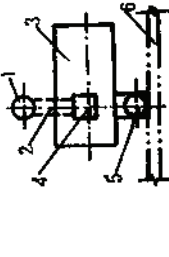
(3) 溜井位置尽量布置在矿量集中，运输条件好，矿石最小运输功地段附近；

(4) 阶段集中矿石溜井一般应布置在矿体下盘稳定的围岩中，以免留保安矿柱；在

续表

序 号	矿 山 名 称	年 产 量 ($\times 10^4$ t/a)	开 拓 方 式	破碎筛室配置示意图	破 碎 机			给料机规格 (mm $\times$ mm)	破碎系统井巷工程量 (m ³)							
					型 式	规 格 (mm $\times$ mm)	台 数		破碎 筛室	卸矿 筛室	上部 矿仓	下部 矿仓	皮带 大料 道	其它	合计	
5	梅山铁矿	250	分散式竖井		旋回	$\phi 900$	1		5371	496	—	825	315	286	9961	
6	凡口铅锌矿	100	中央式竖井		颞式	600×900	2	1200×6000	2000	140	223	502	100	175	897	4037
7	大厂铁矿	132	混合竖井		颞式	800×1200	2	1500×6000	3651	500	690	1308	670	1086	1206	9111
8	小官庄铁矿	250	中央式竖井		颞式	1200×1500	2	1800×16000	3480	308	564	1433	170	148	991	7094

续表

序 号	矿 山 名 称	年 产 量 ($\times 10^4$ t/a)	开 拓 方 式	破 碎 室 配 置 示 意 图	破 碎 机		给 矿 机 规 格 (mm $\times$ mm)	破 碎 系 统 井 巷 工 程 量 (m ³)								
					型 式	规 格 (mm $\times$ mm)		台 数	破 碎 室	卸 矿 槽 室	上 部 矿 仓	下 部 矿 仓	皮 带 道	大 件 道	其 它	合 计
9	西石门铁矿	220	中央式竖井		颚式	900 $\times$ 1200	2		3263	—	—	520	542	786	1223	6334
10	八台铁矿						1		2280	209	459	393	396	184	1476	5397
11	程潮铁矿	150	混合竖井		颚式	900 $\times$ 1200	1		2307	240	278	280	—	124	1018	4227

注：图中符号 1—主井（或混合井）；2—主皮带道；3—破碎室；4—破碎机排矿口；5—上卸矿仓；6—卸矿巷道；7—辅助皮带道。

某些矿石稳固而围岩不稳固或断层较多的矿山,也可采用脉内溜井或采场天井放矿,

(5) 大中型矿山采用集中溜井放矿时,最好有两个矿石溜井,以便当某一溜井一旦发生堵塞、跑矿事故时,生产不致中断;

(6) 溜井装卸矿口位置,应避免直接放在石门、沿脉运输巷道等主要运输巷道上,以减少运输线上的干扰和防止矿尘污染运输巷道。

(7) 若矿石粘性大、泥矿多、粉矿率高、易产生再结性以及对矿石块度有特殊要求时,一般不宜采用溜井放矿。

3.13.4.2 溜井放矿的生产能力

溜井的生产能力波动范围很大,它主要决定于溜口放矿设施的形式(闸门、振动放矿机、无轨转载),又取决于上部卸矿阶段与下部装矿阶段装卸矿的能力。因此,它与运输、装卸矿设备的大小、类型、采场的出矿能力、车流密度以及溜井贮矿量的多少、溜井的放矿速度有密切关系,详见矿山机械卷及井巷工程卷。一般情况下,溜口装矿闸门的放矿能力可按式(2-3-8)计算:

$$W = 3600 \frac{\lambda a F \gamma V n}{K} \quad (2-3-8)$$

式中 W ——放矿能力, t/h;

λ ——闸门完善程度系数, 0.7~0.8;

F ——闸门断面面积, m^2 ;

a ——放出矿石流的收缩系数, 0.5~0.7;

n ——放矿效率系数, 0.75~0.8;

V ——矿流速度, 0.2~0.4, m/s;

γ ——矿石容重, t/m^3 ;

K ——矿石松散系数, 1.4~1.8。

国内矿山的实际情况表明,净直径 $\phi = 2.3 \sim 2.5m$ 的溜井其生产能力可达3000~6000 t/d。

矿山生产能力在500万t/a以上时,应设置3个主矿石溜井。溜放段一般不小于矿石最大块度的4~5倍,贮矿段不小于矿石最大块度的5~6倍。

3.13.4.3 溜井化放矿、集中出矿

溜井放矿具有很多优越性,为此在某些条件允许的矿山,往往采用采场溜井化放矿、集中出矿的放矿方式,以简化阶段运输、减少非出矿阶段的矿石运输系统和减少井底车场等开拓工程量,降低经营费,提高劳动生产率。

溜井化放矿和集中出矿一般适用于大、中、小型矿山。当前国内外溜井化放矿集中出矿主要有以下几种方式:

(1) 用电耙装运机、铲运机直接将矿石耙入或卸入主矿石溜井下放至主运输平巷。此种出矿方式对平硐开拓矿山可以取消主平硐以上各阶段的矿石运输系统,采场能力大,劳动生产率高,适用于矿体和围岩稳固的矿山。

(2) 利用中间阶段集中运输。此种方式是把生产阶段的矿石,经下部阶段的采场天井或少数主溜井放至主运输阶段的矿山转运系统。使用条件是允许开凿大量的采场天井,或少数的主溜井,否则会影响投产时间。

由于溜井化放矿,可取消在该地段矿石阶段运输和降低采场的底柱高度(即减少了底部矿柱量),它不但简化了矿石运输环节,并为提高矿石回收率创造了条件。目前虽有增加使用溜井集中出矿的趋势,但应当考虑其完善的通风系统和有效的通风设施。

3.13.4.4 溜井形式及其使用条件

(1) 单段式垂直溜井如图 2-3-62a、b 所示。其特点是从上到下垂直不分段。这种布置具有结构简单、不易堵塞、使用方便、开掘比较容易等优点。国内金属矿山应用比较普遍,但放矿时冲击力大,易破坏井壁,因此溜井围岩要坚硬稳固、整体性好,溜井内应经常存放一定数量矿石来缓冲矿石冲击。单段式垂直溜井,有单水平卸矿和多水平卸矿两种。单水平卸矿如图 2-3-62 之 a 所示。溜井可以采用溜井上口中心落矿,溜井贮矿,以减轻矿石对溜井冲击。

(2) 分段控制垂直溜井,如图 2-3-62c 所示。当矿山为多水平生产、溜井通过围岩较差时,为了降低矿石在溜井中的落差,减轻矿石粉碎及溜井的冲击磨损,可将溜井按阶段分设闸门及转运硐室。

(3) 阶梯式直溜井,如图 2-3-62d 所示。将溜井分成几段,上下段间用平巷连接,故转运时设备增多,生产管理复杂。一般不宜采用。

(4) 倾斜溜井,如图 2-3-62e 所示。该溜井形式是把溜井沿岩层倾斜布置在局部坚硬、稳固的岩层内。岩层倾角应在 60° 以上,如图所示。这种溜井长度大,施工困难,溜井在生产中易磨损,但可减少物料下放时的粉碎率。故有些矿山应用。

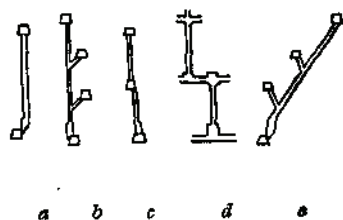


图 2-3-62 溜井型式

3.14 井底车场

3.14.1 井底车场的组成及基本形式

3.14.1.1 井底车场的组成

井底车场由若干连接和环绕井筒的巷道及辅助硐室所组成,是地下运输的枢纽站。

井底车场的储车线是容纳空、重车辆的专用线路。停放材料车、人车等的线路也属于储车线。

井底车场的行车线是调度空、重车辆的运行线路,其中包括供矿车出入罐笼的马头门线路。

井底车场还设有各种辅助线路,如水仓通道、清理井底斜巷、通向各硐室的专用线路等。

开凿于井底车场内的各种辅助硐室主要有水泵房、管子道、水仓、变电所、机车库、调度室、充电硐室、等候室、推车机硐室、翻车机硐室及医务室等。

3.14.1.2 井底车场的基本型式

1. 竖井井底车场的基本型式

竖井井底车场的基本型式有环行式和折返式两类。

根据主副井储车巷道垂直、平行或斜交主要运输巷道(或主要运输石门),环行式车场又可分为“立式”、“卧式”和“斜式”三种类型。刀把式井底车场是“立式”车场的

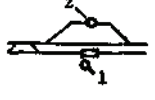
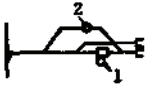
一种特殊型式。

在设计中也可以采用混合式车场。例如，主井车场为折返式、副井为环行式，两者形成一个混合式车场。

各类竖井井底车场的基本型式见表 2-3-49。

竖井井底车场基本形式

表 2-3-49

类 型	图 示	结 构 特 点	优 缺 点
环 行 式	立 式 	(1) 储车线与主要运输巷道垂直 (2) 主、副井距主要运输巷道较远	(1) 调车方便 (2) 可两翼进车 (3) 弯道顶车 (4) 工程量大
	卧 式 	(1) 储车线与主要运输巷道平行 (2) 主、副井距主要运输巷道较近	(1) 调车方便 (2) 可两翼进车 (3) 弯道顶车 (4) 工程量大
	斜 式 	(1) 储车线与主要运输巷道斜交 (2) 主要运输巷道可部分用作行车线	(1) 便于调整储车线和出车方向 (2) 弯道顶车 (3) 工程量较小
	折 返 式 	利用主要运输巷道作主井储车线和行车线	(1) 可两翼进车 (2) 工程量小，弯道少
式	尽 头 式 	利用石门作主井储车线	(1) 调车方便 (2) 工程量小

注：表图中 1—主井，2—副井。

2. 斜井井底车场的基本型式

环行式斜井井底车场也分卧式和立式两类，其结构特点和优缺点大致与环行式竖井井底车场相同。

折返式斜井井底车场又分为折返式和甩车式两类。折返式车场的主井储车线多设于运输平巷内；甩车式车场的主井储车线设于井筒的一侧。

金属矿山一般采用折返式车场。

3.14.2 井底车场型式的选择

确定井底车场型式的主要因素：

(1) 矿井开拓方式对选择井底车场型式影响甚大。例如：井筒距运输大巷较近时可采用卧式车场；距离较远时可选择立式环行、刀把式或尽头式车场；地面出车方向受限制时可选用斜式车场。斜井环行车场一般适用于单一水平的箕斗或胶带运输机斜井开拓；甩车场只适用于多水平的串车斜井开拓。

(2) 矿井生产能力的大小直接影响提升井筒的数目、提升容器类型以及井底车场的调车方式等。

设计能力很小的矿井，一般只有一个提升井筒，并用罐笼作主副提升，井底车场的调车可以用自溜或其他调车设备，因此可采用尽头式或刀把式车场。

大型矿井往往采用箕斗提升矿石。当用侧卸式矿车运输时，常采用折返式车场；当用双机牵引底卸式矿车运输时，也可采用折返式运输系统。大型矿井辅助提升用的罐笼井井底车场，废石量不大时，可采用尽头式单面车场；运输量大时，可采用环行车场。

(3) 主要运输平巷和井底车场的运输方式和调车方式。

(4) 运输设备的类型和井口机械化、自动化程度。

(5) 主要硐室的位置，防水门、自动风门的布置要求。

(6) 井底车场所处位置的地质、水文地质及矿井涌水情况。

总之，影响井底车场型式的因素很多，选用时必须全面考虑。必要时，应进行方案比较。

3.14.3 井底车场轨道线路及弯道连接系统

3.14.3.1 钢轨及道岔

1. 钢轨

井底车场采用的钢轨类型，一般比阶段运输平巷的轨型大1~2号。如果矿井产量小、服务年限不长，也可采用相同轨型。轨型选用标准参见表2-3-50。部分矿山轨型见表2-3-51。

轨型与机车轴重的关系式：

$$q \geq 5 + ap \quad (2-3-9)$$

式中 q ——钢轨单重，kg/m；

p ——机车轴重，t；

a ——系数，地下取 $a = 2.5$ 。

2. 道岔

井底车场的道岔，其轨型可与线路轨型一致，也可比线路轨型高一级。道岔钢轨的强度不得低于线路的钢轨强度。

车场钢轨类型选用标准

表 2-3-50

阶段生产能力 ($\times 10^4$ t/a)	电机车重量 (t)	矿车容积 (m^3)	轨距 (mm)	钢轨类型 (kg/m)
<30	3~7	0.5~1.2	600	12~15
30~100	7, 10, 14	1.2~4.0	600 762	15~22
100~200	14, 10 (双机)	4.0~6.0	600 762 900	22~30
200~300	14~20	>6.0	762 900	30或以上

部分生产矿山车场轨型实例

表 2-3-51

矿山名称	机车重量 (t)	矿车容积 (m^3)	废石车容积 (m^3)	轨距 (mm)	轨型 (kg/m)
大茶园矿	7	固 1.2	翻 0.75	600	15
铜绿山铜矿	7	侧 1.6	翻 0.75	600	18
尖林山铁矿	10	侧 1.6	翻 0.75	600	18
凤凰山铜矿	7 (双机)	底 7.0	梭 7.0	762	38
向山铁矿	7, 10	固 1.4	翻 0.75	600	24
金川二矿区	7, 10, 14	侧 4.0	固 1.2	762	24
金山店铁矿	7, 20	侧 6.0	翻 0.75	900	24

注：固—固定式；侧—侧卸式；底—底卸式；翻—翻转式；梭—梭式

3.14.3.2 弯道及其连接系统

1. 弯道的最小曲线半径

当车辆轴距在 1m 以下时，弯道的最小曲率半径除与固定轴距有关外，还与车架结构或底盘结构有关。如凤凰山铜矿采用 GV-7B 底卸式矿车，其固定轴距为 850mm，转向架间距为 2400mm，设计线路的最小曲率半径为 30~40m。

2. 道岔与曲线线路的连接

道岔与线路连接的计算方法及线路平移的连接方法见表 2-3-52。

3.14.4 井底车场的平面布置

3.14.4.1 储车线长度的确定

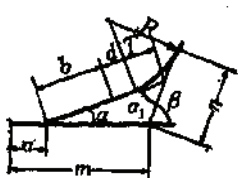
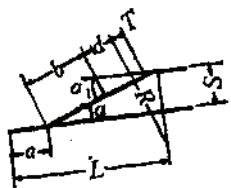
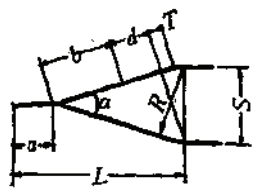
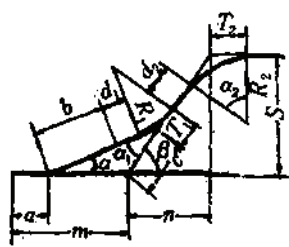
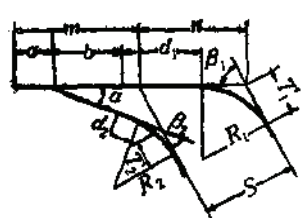
1. 储车线范围

竖井箕斗重车线：采用固定式矿车时，自翻车机进车口至连接储车线与行车线的道岔警冲标止；采用侧卸或底卸式矿车时，自卸载曲轨起点至连接储车线与行车线的道岔警冲标止。

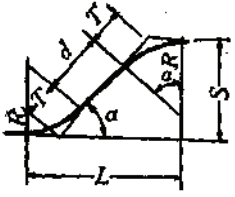
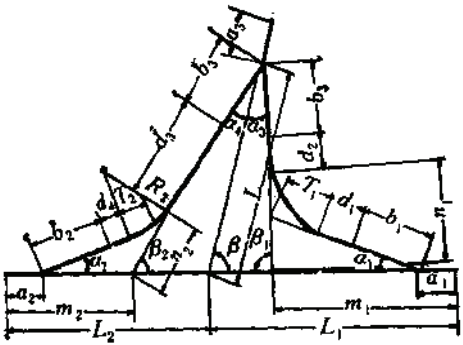
竖井箕斗空车线：自翻车机的出车口（或卸载曲轨的终点）至连接储车线与行车线的道岔警冲标止。

道岔与曲线线路连接方法计算公式

表 2-3-52

名称及简图	公 式
 (1) 单向分岔点联接	$\alpha_1 = \beta - \alpha$ $T = R \operatorname{tg} \frac{\alpha_1}{2}$ $m = a + \frac{(b+d+T) \sin \alpha_1}{\sin \beta}$ $n = T + \frac{(b+d+T) \sin \alpha}{\sin \beta}$
 (2) 双线单向联接	$\alpha = \alpha_1$ $T = R \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}$ $d = \frac{S}{\sin \alpha} - (b+T)$ $L = (a+T) + (b+d+T) \cos \alpha$
 (3) 双线对称联接	$T = R \operatorname{tg} \frac{\alpha}{4}$ $L = a + \frac{S}{2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}} + T$ $d = \frac{S}{2 \sin \frac{\alpha}{2}} - (b+T)$
 (4) 分岔平移联接	$m = \frac{(b+d_1+T_1) \sin \alpha_1}{\sin \beta} + a$ $c = \frac{(m-a) \sin \alpha}{\sin \alpha_1}$ $d_1 = \frac{S}{\sin \beta} - (c+T_1+T_2) \geq S_{\text{鱼尾板}} + 2 \text{ 鱼尾板}$ $n = (c+T_1+d_2+T_2) \cos \beta$
 (5) 单向道岔与双弯道联接	$\beta_1 = \beta_2 + \alpha$ $m = \frac{(b+d_2+T_2) \sin (\beta_1 - \alpha)}{\sin \beta_1}$ $n = \frac{S}{\sin \beta_1}$ $d_1 = \frac{(b+d_2+T_2) \sin \beta_2}{\sin \beta_1} - b - T_1$

续表

名称及简图	公 式
 (6) 线路平移的联接	$d \geq S_m + 2 \text{ 鱼尾板长}$ $L = 2T + \sqrt{(2T + d)^2 - S^2}$ $\alpha = \arctan \frac{S}{\sqrt{(2T + d)^2 - S^2}}$
 (7) 三角岔道联接	$\beta_1 = 180^\circ - (\beta + \alpha_1)$ $\beta_2 = \beta - \alpha_1$ $m_1 = a_1 + (b_1 + d_1 + T_1) \times \frac{\sin(\beta_1 - \alpha_1)}{\sin \beta_1}$ $n_1 = T_1 + (b_1 + d_1 + T_1) \times \frac{\sin \alpha_1}{\sin \beta_1}$ $L_1 = m_1 + (n_1 + d_2 + b_2) \times \frac{\sin \alpha_2}{\sin \beta}$ $m_2 = a_2 + (b_2 + d_2 + T_2) \times \frac{\sin(\beta_2 - \alpha_2)}{\sin \beta_2}$ $n_2 = T_2 + (b_2 + d_2 + T_2) \times \frac{\sin \alpha_2}{\sin \beta_2}$ $L = (n_1 + d_2 + b_2) \times \frac{\sin \beta_1}{\sin \beta}$ $d_2 = (n_1 + d_2 + b_2) \times \frac{\sin \beta_1}{\sin \beta_2} - (n_2 + b_2)$ $L_2 = m_2 + (n_1 + d_2 + b_2) \times \frac{\sin \alpha_1}{\sin \beta}$ $d_2 > d$

罐笼井重车线：自阻车器的轮挡（复式阻车器以后轮挡为起点）至连接储车线与行车线的道岔警冲标止。

罐笼井空车线：自对称道岔岔首（双罐笼提升时）或摇台基本轨末端（单罐笼提升时）至连接储车线与行车线的道岔警冲标止；当空车线（包括材料线）为双线时，则进出该支线的两道岔警冲标之间的距离即储车线范围。

2. 储车线的长度

- (1) 箕斗井重车线，按 1.5~2.0 倍列车长度（包括电机车头在内）考虑；
- (2) 箕斗井空车线，采用与重车线相同的长度；
- (3) 采用曲轨卸载或矿车不摘钩的翻笼卸载时，箕斗井的空、重车储车线可按 1.1~1.2 倍列车长度考虑；

(4) 当采用罐笼兼作主副提升时,罐笼前储车线一般应不小于1.5~2倍列车长度,罐后不小于1.5倍列车长度。但矿井规模为年产矿石30万吨以下时,储车线可按1.0~1.5倍列车长度设计;

(5) 副井井底车场除考虑废石所需线路(1.0~1.5倍列车长)外,还应考虑材料、设备等临时占用的线路,其长度约为15~30m。用人车运送人员时,应设置人车专用线(约15~20m);

(6) 调车线通常为一列车长度;

(7) 副井提升车场的线路,还需满足主要硐室(如推车机硐室、变电硐室、调度室及等候室等)、防水门及风门布置的要求;

(8) 斜井串车提升时,储车线长度为2~3钩串车长度。

3.14.4.2 井筒相互位置与储车线长度的关系

当井底车场范围内具有两个或两个以上的井筒时,各井筒之间的相互位置对储车线的技术布置影响极大。

有条件时可考虑用最经济的车场线路来确定井筒位置。但因中央式竖井井筒相互位置的确定较为复杂,涉及的因素较多,因此,金属矿山设计一般是先确定井筒位置,再布置井底车场。

3.14.4.3 井底车场硐室布置及人行道

1. 主井系统硐室

主井系统硐室有:推车机及翻车机硐室、卸载硐室、箕斗装载硐室及矿仓、清理井底撒矿硐室及水窝泵房等。

箕斗装载硐室应设在坚硬稳定的岩层中,其他硐室则由线路布置所决定。

2. 副井系统硐室

副井系统硐室有:马头门、主排水泵房、水仓及清理水仓硐室、主变电所及等候室等。

水泵房与变电所应联合布置,一般布置在副井井筒与井底车场连接处附近。水仓入口设在空车线车场最低点处。

3. 其他硐室

其他硐室包括:调度室、医疗室、电机车库及修理间、防火门硐室、防水门硐室、消防材料库、地下火药库等。其位置应根据线路布置和各自的要求确定。

各类硐室的设计原则及计算详见本手册井巷工程卷。

4. 人行道

(1) 主井重车线:设单侧人行道,线路断面需考虑机车进入;

(2) 主井空车线:设单侧人行道,线路断面需考虑机车进入挂钩点附近;

(3) 副井进车线:作为上下班通行要道时,需设双侧人行道,架线高度2.2m;

(4) 副井出车线:作主要通行要道时与进车线相同,不作主要人行要道时与主井重车线相同;

(5) 回车线:人车场设在回车线旁时,人员通行要道部分的回车线应设双侧人行道。

3.14.4.4 马头门的平面布置

1. 双罐笼设置有单式阻车器和摇台时马头门线路的布置

线路布置见图 2-3-63。线路尺寸计算如下:

1) 单式阻车器的轮挡至罐笼中心线的距离 s

$$s = \frac{L_0}{2} + L_4 + L_3 + L_2 \quad (2-3-10)$$

式中 L_0 ——罐笼底板的长度, mm;

L_4 ——摇台活动轨的长度, mm;

L_3 ——摇台基本轨的长度, mm;

L_2 ——单式阻车器轮挡至摇台基本轨的距离, mm。

L_2 、 L_3 和 L_4 的长度根据摇台和阻车器的尺寸确定。单式阻车器的基础应尽量紧靠摇台的基础。

2) 单式阻车器的轮挡至对称道岔连接系统末端的距离 b_4

为了便于安装阻车器及满足矿车的停放要求, b_4 须符合下列关系式:

$$b_4 > S_{b \cdot \max} + \frac{D}{2}, \quad (2-3-11)$$

$$b_4 > L'$$

式中 $S_{b \cdot \max}$ ——矿车最大轴距;

D ——车轮直径;

L' ——阻车器轮挡至阻车器基本轨末端的长度。

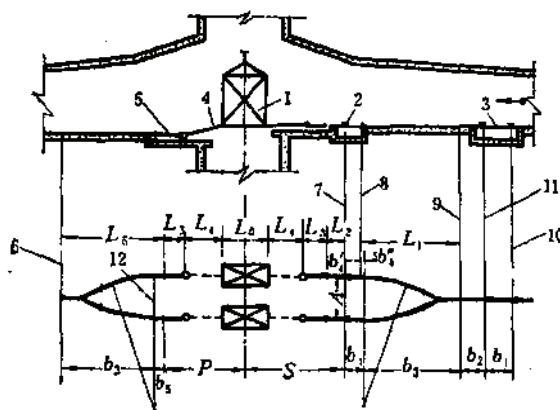


图 2-3-63

- 1—罐笼; 2—单式阻车器; 3—复式阻车器; 4—摇台活动轨;
5—摇台基本轨; 6—对称道岔基本轨起点; 7—单式阻车器轮挡;
8—阻车器基本轨末端; 9—对称道岔连接系统末端; 10—对称道岔基本轨始端; 11—复式阻车器前轮挡; 12—复式阻车器后轮挡;
12—对称道岔连接系统末端

一般选取: $b_4 > 2000\text{mm}$ 。

3) 对称道岔连接系统长度 b_3

计算方法参看表 2-3-52。

4) 复式阻车器前轮挡至对称道岔基本轨起点 b_2

此段距离要保证复式阻车器的基础与道岔在敷设时不相碰撞。一般选取 $b_2 = 1.5 \sim 2.0\text{m}$ 。

5) 出车侧摇台基本轨末端至对称道岔连接系统末端的距离 b_5

此段距离要保证摇台的基础与道岔不相碰, 并使矿车保持在直线段上。一般选取 $b_5 = 1.5 \sim 2.0\text{m}$ 。

当采用下方推车机进罐时, 马头门线路尺寸的布置, 要考虑到推车机的安装和运行问题。

2. 单罐笼设置有复式阻车器和摇台时马头门线路的布置

线路布置见图 2-3-64。线路尺寸的计算和符号的意义与上小节相同。

3. 单罐笼设置有复式阻车器和托台时马头门线路的布置

线路布置见图 2-3-65。线路尺寸计算如下:

$$S = \frac{L_0}{2} + L_1 + L_2 \quad (2-3-12)$$

式中 S ——复式阻车器前轮挡至罐笼中心之间的距离, mm;

L_1 ——托台基础外伸长度, mm;

L_2 ——复式阻车器前轮挡到托台外伸段末端间的距离, mm。

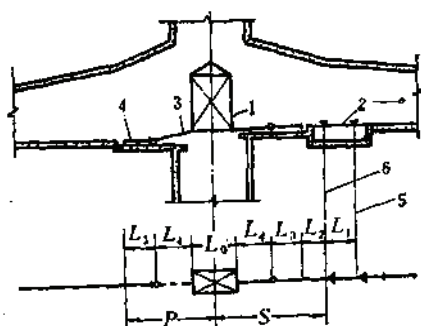


图 2-3-64

1—罐笼; 2—复式阻车器; 3—托台活动轨; 4—托台基本轨; 5—复式阻车器后轮挡; 6—复式阻车器前轮挡

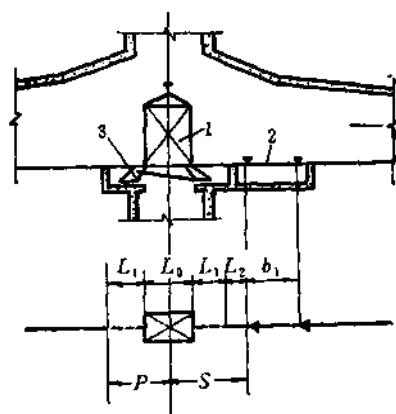


图 2-3-65

1—罐笼; 2—复式阻车器; 3—托台

3.14.5 井底车场轨道线路纵断面设计

3.14.5.1 自溜滑行和马头门线路的纵断面设计

自溜滑行和马头门线路的纵断面设计详见本手册井巷工程卷及矿山机械卷。

3.14.5.2 储车线及绕道的坡度

1. 箕斗井重车及空车线的坡度

箕斗井提升时, 重列车一般不摘钩通过翻车机(或卸载点), 这时, 重车线取平坡; 矿车摘钩用推车机进翻笼时, 推车机至翻笼区段可取2~3‰的坡度, 在翻车机口约一个矿车的长度, 取2‰左右的上坡, 其余部分取3~5‰的坡度(机车顶列车进翻笼时)。

箕斗空车线坡度: 列车不摘钩通过翻车机(或卸载点)时, 出翻笼后的坡度应考虑拉紧矿车的链环, 可与空车储车线取相同的坡度; 矿车摘钩翻转时, 空车出翻笼后10~15m一段取15~20‰的坡度(矿车容积1.2~2.0m³)。空车线其它部分坡度, 应保证矿车的自溜, 一般可取6~8‰。空车线末端应有一段平坡, 以利于阻车。

两翼来车时, 重车、空车线均取平坡。

2. 罐笼井重车及空车线的坡度

重车线: 阶段车场重车线采用电机车调车时, 取2~4‰的坡度; 采用自溜车场时, 启动段坡度 $i \geq (2.5 \sim 3)W_f$ (W_f 为重车运行时的静阻力系数, 详见表 2-3-53), 其余取 $i \geq (1.8 \sim 2.5)W_f$ 。

空车线: 空车线坡度主要与井筒连接部分处的空车线有关, 连接部分处空车线采用自

溜时，一般取13~18‰的坡度（0.75m³矿车），这时，空车线其他部分坡度可取6~8‰。弯道处的坡度应加大1~2‰。

3. 绕道（回车线）坡度

绕道的坡度主要同主副井空重车线的长度和坡度以及车场的型式有关。金属矿山采用0.75m³矿车和7t电机车时，空车爬上坡应控制在10~13‰以内，否则应增加绕道的长度。10t电机车牵引空列车时，绕道坡度可略增大，但应控制在15‰左右。拉或顶重车爬上坡时，坡度一般不要超过6~7‰。

车辆（滚动轴承）运行静阻力系数

表 2-3-53

序 号	矿 车 密 积 (m³)	车 辆 静 阻 力 系 数 W_J (kg/t)	
		空 车	重 车
1	0.5	9	7
2	0.7~1.0	8	6
3	1.2~1.6	7	5
4	2	6	4.5
5	4	5	4
6	10	4	3.5

3.14.6 井底车场通过能力

井底车场通过能力的计算参看本手册矿山机械卷。

3.14.7 井底车场总平面图标注尺寸的方法

在施工图设计中，每一条线路（巷道）均应有三排互不相混而又彼此闭塞的尺寸线：

紧靠里面一排尺寸专门表示巷道断面的变化、硐室的位置以及巷道的连接点的长度和位置等。这一排尺寸，在设计中供计算巷道工程量之用；在施工时指导巷道的掘进和支护工作。

第二排尺寸专门标注道岔和轨道连接系统的尺寸及其位置、弯道参数（半径、角度、切线和弧线长等）。

最外面第三排尺寸专门表示轨道线路纵断面坡度的变化，其数字与轨道纵断面图一致。

第二排和第三排尺寸在施工时供铺设轨路用。在技术设计或初步设计中，这两排尺寸可以合并。

绘制井底车场总平面图的比例：初步设计多采用1:500；施工图设计应采用1:200。

3.14.8 总平面布置的计算

3.14.8.1 原始条件

- (1) 井筒中心的座标；
- (2) 提升方式及提升容器在井筒中的布置；
- (3) 储车线的方位；

- (4) 车场与运输巷道之间的关系;
- (5) 电机车、矿车等车辆的吨位、外形尺寸及列车的长度;
- (6) 矿井日产量和小时产量。

3.14.8.2 基本参数的确定和选取

- (1) 钢轨种类, 道岔型号, 弯道半径的确定;
- (2) 主副井各段储车线长度的确定;
- (3) 车场型式的确定;
- (4) 井口机械布置方式的确定。

计算步骤:

- (1) 计算井筒的相互位置及主副井储车线之间的垂直距离;
 - (2) 利用投影法计算各段尺寸(即平面几何尺寸), 最终进行平面尺寸闭合;
- 当作施工图计算时, 计算尺寸的精度为毫米, 角度为分;
- 初步设计的精度可适当降低, 方案比较可用作图法;

在平面计算时, 要考虑到各段线路坡度的要求, 并留有一定的调整余地。如果坡度和储车线长度不能满足要求, 则要重新考虑井筒间的相互位置和井底车场的型式。

3.14.9 计算实例

3.14.9.1 原始条件

1. 井筒坐标

$$\text{主井: } \begin{cases} x_1 = 279.795 \\ y_1 = 740.524 \end{cases}$$

$$\text{副井: } \begin{cases} x_2 = 282.943 \\ y_2 = 770.358 \end{cases}$$

2. 提升方式

主井提升用5号双罐笼; 副井用5号单罐笼。提升容器布置见图2-3-68。

3. 提升方位角

储车线与座标线的夹角即提升方位角 $\alpha = N42^\circ 10'E$

4. 井底车场型式

为立式车场, 见图2-3-67。

5. 运输设备

10t电机车牵引2m³固定式矿车和0.5m³翻斗车。列车总长度均为43.8m。2m³矿车轴距 $S_{B, m \times 1} = 1100\text{mm}$ 。

6. 矿石产量

阶段日产量2000t/d; 小时产量72t/h。

7. 运行车辆最大宽度(B)

$B = 1200\text{mm}$ 。

3.14.9.2 基本参数的确定

- (1) 采用18kg/m钢轨。

- (2) 采用618—1/4—11单侧道岔、618—1/4—11.5渡线道岔、618—1/3—11.65自动分配对称道岔。其参数如图2-3-66。

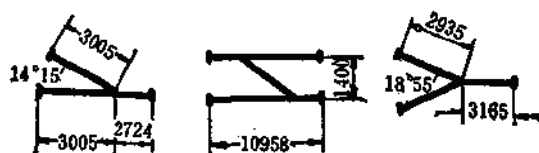


图 2-3-66 道岔参数

(3) 弯道半径 $R = 15\text{m}$; 缓和直线段长 $d = 2\text{m}$ 。

弯道双轨线路中心距加宽值:

$$\Delta = \frac{S_{b, \max}^2}{8R} = \frac{1.1^2}{8 \times 15} = 134 \text{ (mm)}$$

取 $\Delta = 200\text{mm}$

(4) 储车线长度:

主井重车、空车线长度 $L_s = 1.5 \times 43.8 = 65.7\text{m}$

副井重车线长度 $L_{f1} = 1.2 \times 43.8 = 52.56\text{m}$

副井空车线长度 $L_{f2} = 1.1 \times 43.8 = 48.18\text{m}$

(5) 车场型式见图2-3-67。

(6) 主井马头门线路布置方式见图2-3-63, 其有关尺寸如下:

罐笼底板长度 $L_0 = 3.2\text{m}$

摇台活动轨长度 $L_4 = 1.5\text{m}$

摇台基本轨长度 $L_3 = 0.6\text{m}$

罐笼中心线间距 $A = 1.968\text{m}$

单式阻车器轮挡至摇台基本轨末端的长度 $L_2 = 1.4\text{m}$

单式阻车器轮挡至对称道岔连接系统末端的长度 $b_4 = 1.5\text{m}$

对称道岔连接系统长度 $b_3 = 10.342\text{m}$

复式阻车器阻爪间距 $b_1 = 2.4\text{m}$

插入段长度 $b_2 = 2\text{m}$, $b_5 = 2.11\text{m}$

(7) 副井马头门线路布置见图2-3-64, 其有关尺寸如下:

罐笼底板长度 $L_0 = 3.2\text{m}$

摇台活动轨长度 $L_4 = 1.5\text{m}$

摇台基本轨长度 $L_3 = 0.6\text{m}$

复式阻车器阻爪间距 $b_1 = 2.4\text{m}$

插入段长度 $L_2 = 0.51\text{m}$

3.14.9.3 平面闭合计算

1. 井筒相互位置和储车线间的垂直距离

参照图2-3-68对如下参数进行计算:

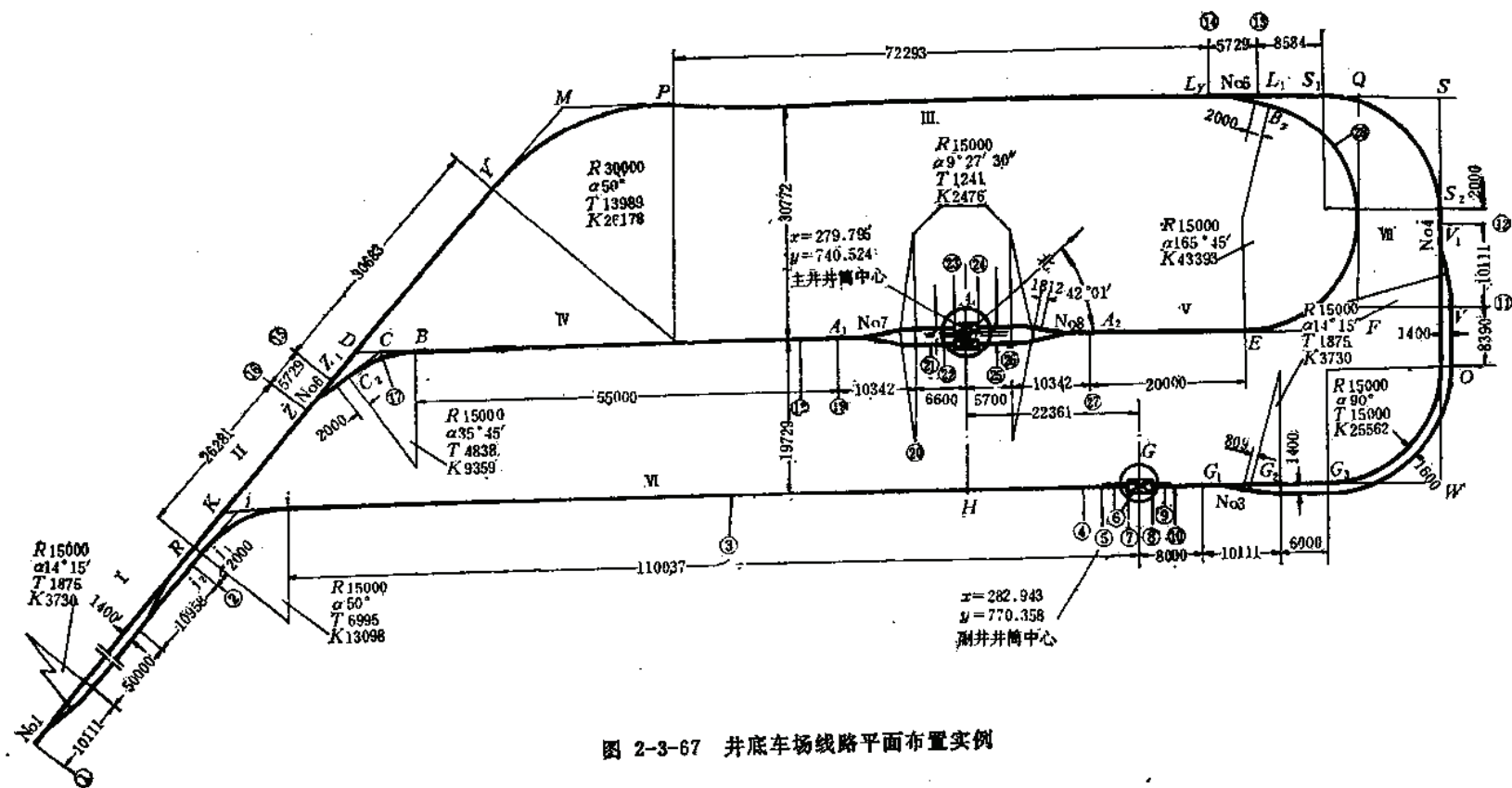
(1) 井筒中心连线与座标线间的夹角:

$$\beta = \arctg \frac{y_2 - y_1}{x_2 - x_1} = \arctg \frac{770.358 - 740.524}{282.943 - 279.795} = 83^\circ 58' 36''$$

(2) 储车线与井筒中心线连线间的夹角:

$$\theta = \beta - \alpha = 83^\circ 58' 36'' - 42^\circ 10' = 41^\circ 48' 36''$$

(3) 井筒中心线的长度:



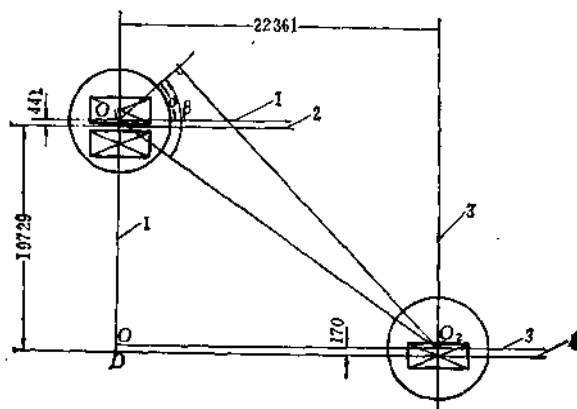


图 2-3-68 井筒相互位置
1—主井井筒中心线；2—主井储车线中心线；3—副井中心线；4—副井储车线

$$O_1O_2 = \sqrt{(x_2 - x_1)^2 + (y_2 - y_1)^2}$$

$$= \sqrt{(770.358 - 740.524)^2 + (282.943 - 279.795)^2} = 30\text{m}$$

(4) 井筒中心间水平距离:

$$OO_1 = O_1O_2 \cos \theta = 30 \times \cos 41^\circ 48' 56'' = 22.361\text{m}$$

(5) 井筒中心间垂直距离

$$OO_2 = O_1O_2 \sin \theta = 30 \times \sin 41^\circ 48' 56'' = 20\text{m}$$

(6) 储车线间垂直距离

$$CD = OO_2 - O_2C + OD = 20 - 0.441 + 0.17 = 19.729\text{m}$$

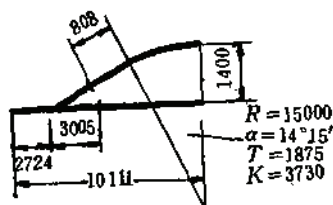


图 2-3-69

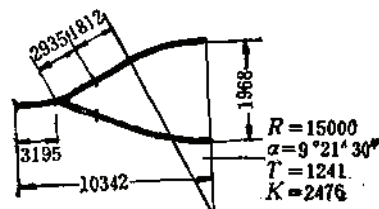


图 2-3-70

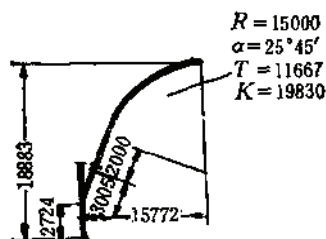


图 2-3-71

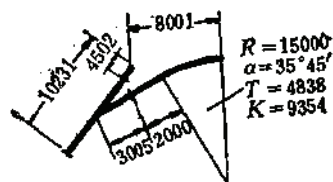


图 2-3-72

2. 求连接系统尺寸

3. 利用投影法计算各段尺寸

1) 主井马头门线路尺寸

据图2-3-70及井口设备布置求得。

$$AA_1 = 10.342 + 6.6 = 16.942\text{m}$$

$$AA_2 = 10.342 + 5.7 = 16.042\text{m}$$

2) 主井重车储车线尺寸

根据储车线长度的要求, $A_1C_1 > 65.7\text{m}$, 同时为了保证有一列以上矿车在直线段上启动滑行, 取 $A_1B = 55\text{m}$ 。

3) 主井空车储车线尺寸

根据储车线长度的要求, $A_2B > 52.56\text{m}$, 同时为了保证空车出罐后获得必需的自溜能量以达到其弯道的坡度终点, 留直线段长度 $A_2E = 20\text{m}$ 。

4) 副井马头门线路尺寸

根据井口设备布置, $GG_1 = 8\text{m}$ 。

副井储车线长度在平面闭合后再复核。

5) G_i 值据图2-3-72计算 G_i :

$$\begin{aligned} G_i &= GH + AA_1 + A_1B + BD + AH \operatorname{ctg} 50^\circ - K_j - j_i \\ &= 22.361 + 16.942 + 55 + 8.001 + 19.729 \times \operatorname{ctg} 50^\circ \\ &\quad - \frac{1.4}{\sin 50^\circ} - 15 \operatorname{tg} \frac{50^\circ}{2} = 110.037\text{m} \end{aligned}$$

式中角 50° 是由运输阶段的石门方向而定。

6) L_1S_1 值据图2-3-69和图2-3-71计算 L_1S_1 :

$$\begin{aligned} L_1S_1 &= (GH + GG_1 + G_1G_2 + G_2G_3 + G_3W) - (AA_2 + A_2E + EF) - SS_1 + (LQ - LL_1) \\ &= (22.361 + 8 + 10.111 + 6 + 15) - (16.042 + 20 + 15) - 15 + (18.883 - 5.729) = 8.584\text{m} \end{aligned}$$

式中 $G_2G_3 = 6\text{m}$, 是根据交岔点支护和巷道间岩柱安全要求确定的。

7) L_P 值据图2-3-71和图2-3-72计算 L_P :

$$\begin{aligned} L_P &= (DB + BA_1 + A_1A + AA_2 + A_2E + EF) - LQ - MP - QF \operatorname{ctg} 50^\circ \\ &= (8.001 + 55 + 16.942 + 16.042 + 20 + 15) - 18.883 - 30 \operatorname{tg} \frac{50^\circ}{2} \\ &\quad - 30.772 \operatorname{ctg} 50^\circ = 72.293\text{m} \end{aligned}$$

8) 根据储车线及绕道的线间距求 OV

$$\begin{aligned} OV &= (HA + FQ) - (SS_2 + OW + S_2V_1 + V_1V) \\ &= (19.729 + 30.772) - (15 + 15 + 2 + 10.111) = 8.39\text{m} \end{aligned}$$

式中 S_2V_1 为弯道缓和段长度, 取 2m 。

9) YZ_1 据图2-3-72计算 YZ_1 :

$$\begin{aligned} YZ_1 &= (MD + DZ) - (MY + ZZ_1) \\ &= (30.772 / \sin 50^\circ + 10.231) - \left(30 \operatorname{tg} \frac{50^\circ}{2} + 5.729 \right) \\ &= 30.683\text{m} \end{aligned}$$

10) ZR 值据图2-3-72计算 ZR :

$$\begin{aligned} DK &= \frac{19.729}{\sin 50^\circ} = 30.692\text{m} \\ ZR &= (DK + j_1j_2 + j_1j_2) - (DZ + 1.4 \operatorname{ctg} 50^\circ) \\ &= \left(\frac{19.729}{\sin 50^\circ} + 15 \operatorname{tg} \frac{50^\circ}{2} + 2 \right) - (10.231 + 1.4 \operatorname{ctg} 50^\circ) \\ &= 28.281\text{m} \end{aligned}$$

式中 $j_1j_2 = 2\text{m}$ 为弯道缓和段长度。

以上连接尺寸是用储车线的垂直距离计算所得, 最后还须用水平距离和三角关系及座标计算法进行复核。如计算结果相同, 则证明上述计算正确, 平面闭合计算可暂告结束; 否则, 须重新核算, 直到相

竖井井底车场型式实例表①

表 2-3-54

序 号	矿山名称	车 场 型 式	图 号	设计能力 万 t/a		提 升 方 式 及 提 升 设 备						运 输 设 备				车场工程量			车场优缺点
				主井	副井	主 井			副 井			电机车 (t)	矿车 (m³)	废石车 (m³)	列车 组成 (辆)	长度 (m)	开凿量 (m³)	支护量 (m³)	
						净径 (m)	容 器	提升机 (m)	净径 (m)	容 器	提升机 (m)								
1	黄砂坪铅锌矿	环 行	2-3-73	30		Φ4.5	单层单 车双罐	Φ3.0 双筒				10 2.5②	固1.2	翻0.75	9~10	130	3827	785	布置简单, 通过能力大, 曲线半径较小, 出车侧坡度太大
2	龙首矿1520m车场	环行	2-3-74	50		Φ5.5	5号双 层双罐	Φ4.0 双筒				3, 7	固2.0	翻0.6	10	925	43675	1280	推车机推2m³矿车, 推车机行程坡度较大, 车场能力大
3	铜绿山铜矿-125m车场	尽头、 环行	2-3-75	60		Φ4.5	2×2.1 m³ 箕斗	Φ3.0	Φ5.0	单层双 车单罐	Φ3.0	7	侧1.8	翻0.75	6~8		4691	893	曲线半径12m太小, 副井自溜坡20%较大, 易冲出阻车段, 主井尽头、副井环行适应性强
4	丰山铜矿-50m车场	尽头、 环行	2-3-76	100		Φ4.0	4m³ 底卸单 箕斗	Φ2.25 ×4 多绳	Φ5.0	双层单 车单罐	Φ2.25 ×4 多绳	10	侧2.5	翻0.7	8~8				井口机械化程度较高, 生产能力大; 副井自溜坡20%坡度较大, 易掉道
5	凤凰山铜矿-40m车场	折返尽 头	2-3-77	60~ 100		Φ5.5 混合井	10.5t 底卸单 箕斗	Φ2×6 多绳		单层单 车单罐	Φ1.75 ×4 多绳	7 (双机)	底7	7 梭式 列车	6~8	384	7332		布置简单, 通过能力大; 尽头部分通风困难, 生产中增加一联络道

续表

序 号	矿山名称	车 场 型 式	图 号	设计能力 万 t/a		提 升 方 式 及 提 升 设 备						运 输 设 备				车场工程量			车场优缺点
				主井	副井	主 井			副 井			电机车 (t)	矿车 (m³)	废石车 (m³)	列车 组成 (辆)	长度 (m)	开凿量 (m³)	支护量 (m³)	
						净径 (m)	容 器	提升机 (m)	净径 (m)	容 器	提升机 (m)								
6	桃林铅锌矿 ±0m车场	双环行	2-3-78	3000 t/d		Φ4.0	3.1m³ 双箕斗 (翻转式)	Φ4.0 双筒	Φ5.5	单层双 车单罐	Φ3 双筒	7, 10	固 2	翻0.75	8~16		6610 (未计 棚室)	1354 (未计 棚室)	车场通过能力 大, 工程量小; 副 井调车场附近10m 采用平坡或上坡, 主井翻笼进口上坡 2%, 效果较好。
7	凡口铅锌矿	尽头、 环行	2-3-79	3000 t/d	300 t/d	Φ5.5	6t 底卸 双箕斗	Φ2.25 × 4 多绳	Φ5.2	单层双 车单罐	Φ2.25 × 4 多绳	7	侧1.6	翻0.65	8~10		5019	826	原副井能力不 够, 在主井附近扩 建一新副井作为废 石提升井。
8	程潮铁矿 -80m车场	立式双 环行	2-3-80	150		Φ6.5	2×4m³ 混合井 翻转箕斗	Φ5 双筒		双层单 车单罐	Φ5 双筒	10	固 2	翻0.7	8~10	415	4673	1300	车场通过能力 大, 工程量小, 提 升紧张。
9	弓长岭铁矿 -220m车场	双环行	2-3-81	220		Φ8	2×5m³ 混合井 翻转 箕斗	Φ5 双筒	Φ6	双层单 车双罐	Φ5 双筒	10	侧 2		6~8				一个推车机兼作 调车、上罐, 2m³ 矿车上罐使用较好。
10	金山店铁矿 -60m车场	立式双 环行	2-3-82	200~ 400		Φ6	14.2m³ 底卸 单箕斗	Φ4×4 多绳	Φ6	双层单 车单罐	Φ2.8×4 多绳	20, 7	侧 7	翻0.75	10	1800			通过能力大, 工 程量大。
11	尖林山铁矿 -50m车场	双环行	2-3-83	100		Φ5.5	2×3.1 m³ 混合井 翻转箕斗	Φ4 双筒		单层 单罐	Φ2.5 双筒	10	侧1.6	翻0.75	16				车场过大。车场 集水用泄水孔下放 到水仓, 效果好。
12	武山铜矿	折返	2-3-84	2500 t/d		Φ4	4m³ 底卸 单箕斗	Φ2×4 多绳	Φ5.5	单层 双罐	Φ3 双筒	7, 3	侧 1.6	翻0.75	16				车场岔口处用放 水天井放水, 解决 了车场集水问题。

① 本资料引自长沙黑色冶金矿山设计研究院《矿山设计报导》1977年第1期; ②一蓄电池机车, 未注明者为架线式电机车

斜井车场型式实例表①

表 2-3-55

序号	矿山名称	车场型式	设计能力 万t/a	井筒结构参数与提升设施					车场主要参数				使用情况
				斜井倾角 (°)	斜井斜长 (m)	轨道型号 (kg/m)	提升设备规格	运输设备	提升牵引角 (°)	竖、平曲线半径 (m)	甩车场内坡度 (‰)	车场储车线长度 (m)	
1	马家桥粘土矿	甩车场	7	28~30	148	15	φ2.5m 提升机	2.5t 蓄电池机车, 0.6m³ 翻斗车	<10	竖10 平15	+60m, 11 +85m, 3	+80m, 30 +85m, 14	斜井倾角大, 0.6m³ 矿车重心高, 不稳定, 装满系数小
2	湘潭锰矿红旗井	立井, 卧式环行副井, 折返	25	主井: 32 副井: 30	主井: 442 副井: 330	主井: 18 副井: 15	主井: φ3m 副井: φ2m	3, 7, 10t 电机车 0.55~0.8m³ 翻斗车	<10	15	空车 10 重车 15	空车 52 重车 51	副井角度大, 矿车在甩车道有掉道现象 -30m 车场能力过大
3	田湖铁矿土地堆矿区	甩车场	5	30	358	15	φ1.2 提升机	3t 电机车矿车, 1.2m³ 废石车, 0.75m³	<10	12	3~5	20	斜井倾角偏大
4	浦市磷矿一采区 208m 井底车场	尽头式	15	14	428	15	φ1.7m 双筒	7t 电机车 0.75m³ 翻斗车	<10	竖15 平12	10	60	车场与甩车道均好用
5	湘东铁矿潞水矿区	甩车场	11.5	30	335	15	φ1.6m 单筒	3~7t 电机车 1.2m³ 矿车	<10	竖15 平30	重车 10 空车 15	自溜坡长 55	甩车道矿车掉道多, 钢轨型号偏小
6	车江铜矿 303m 车场	甩车场	6	15	225	15	φ1.6m 单筒	3t 电机车 0.55m³ 矿车	<10	竖15	10	30	使用情况较好

① 引自长沙黑色冶金矿山设计研究院《矿山设计报导》1978年第4期。

符为止。

3.14.10 井底车场型式实例

竖井井底车场型式实例见表2-3-54及图2-3-73~图2-3-84。

斜井井底车场实例见表2-3-55及图2-3-85~图2-3-87。

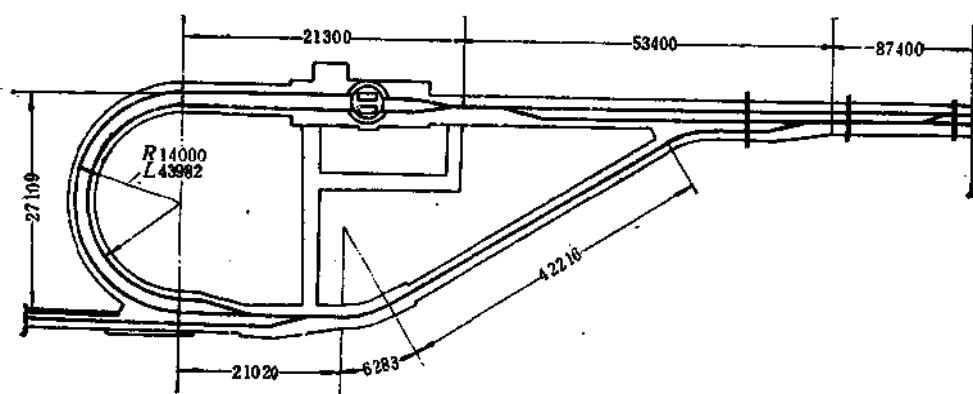


图 2-3-73 黄砂坪铅锌矿环行车场

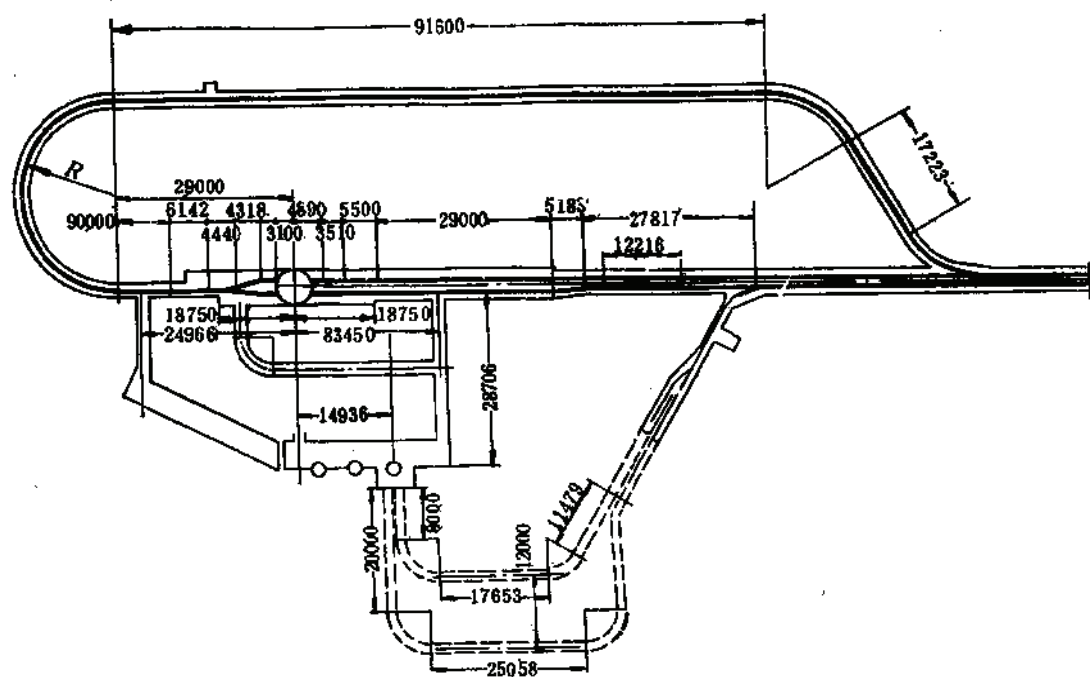


图 2-3-74 龙首矿1520m车场

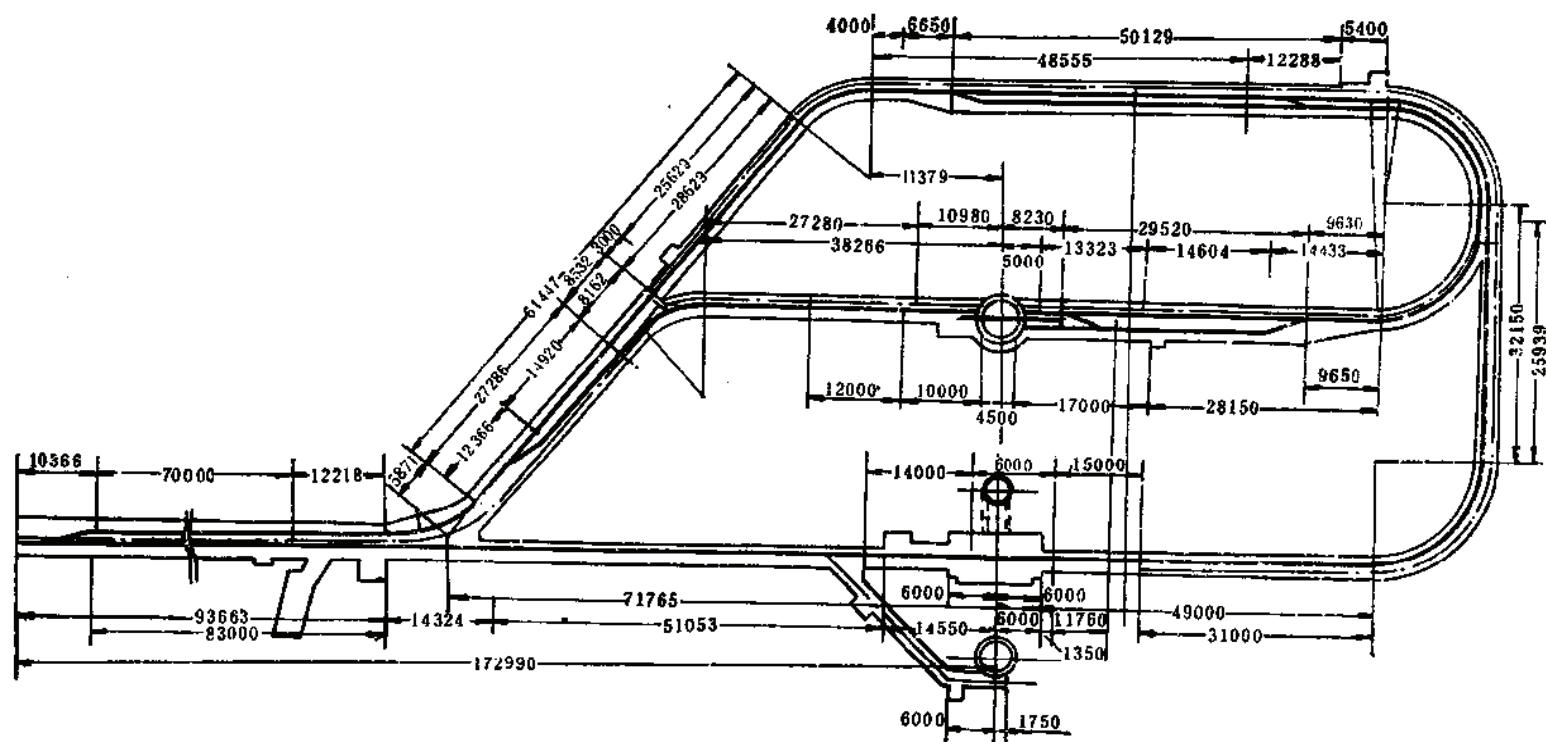


图 2-3-78 桃林铅锌矿 ±0m 车场

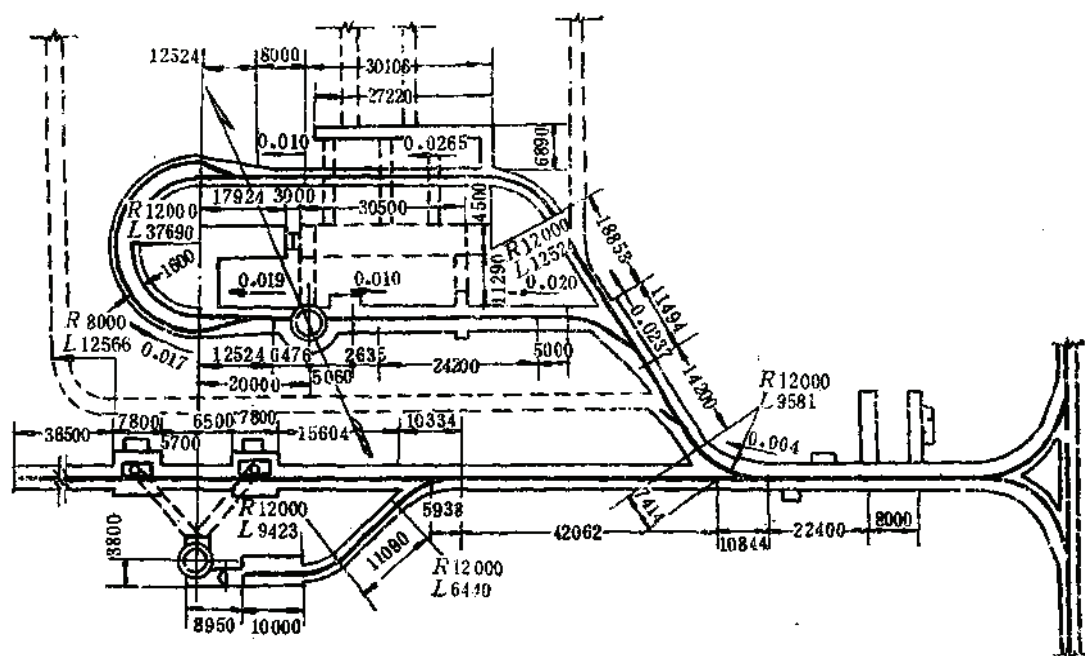


图 2-3-79 凡口铅锌矿尽头一环行车场

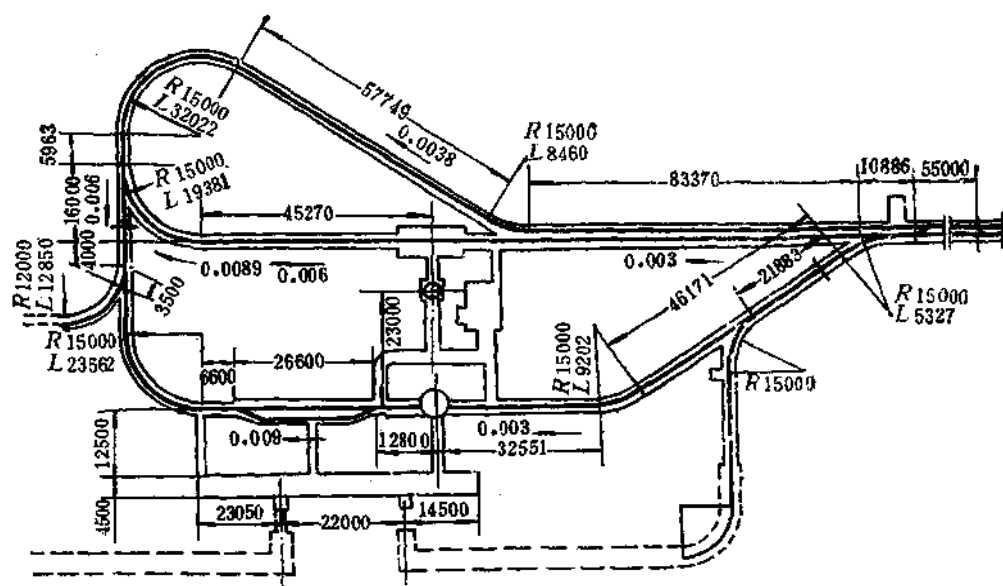


图 2-3-80 程湖铁矿--80m双环行车场

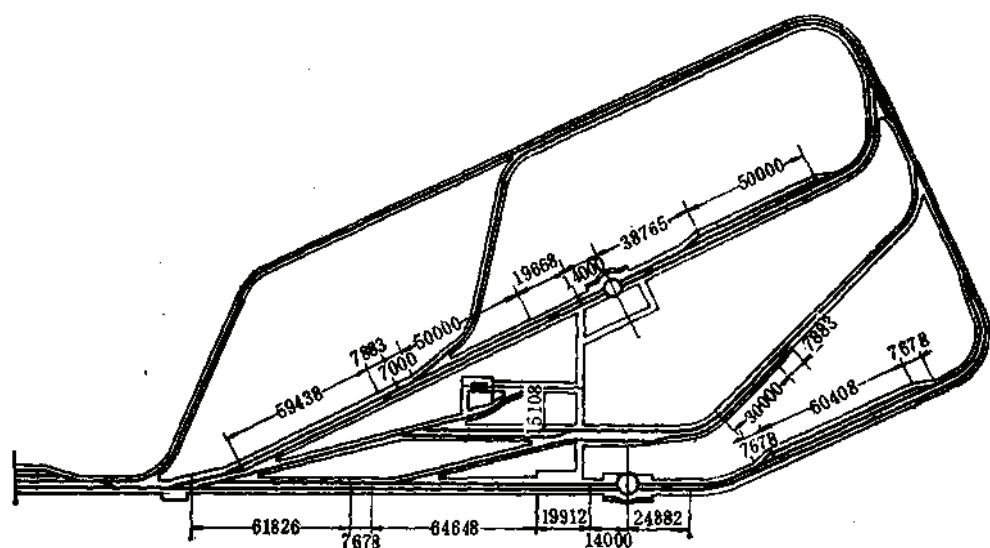


图 2-3-81 弓长岭铁矿-220m双环行车场

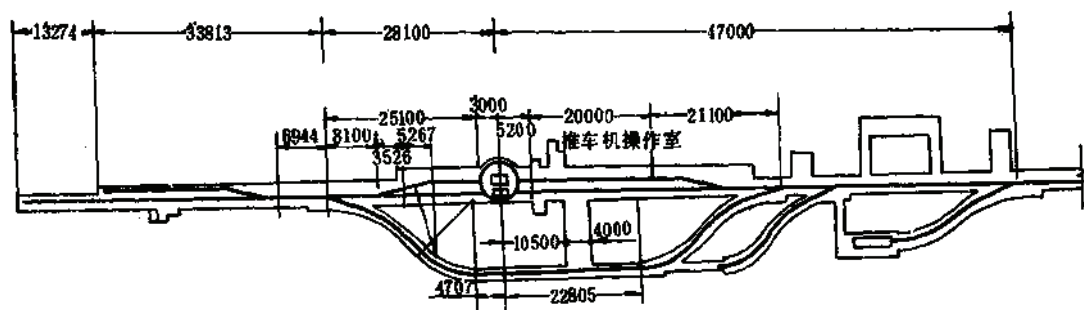


图 2-3-84 武山铜矿折返式车场

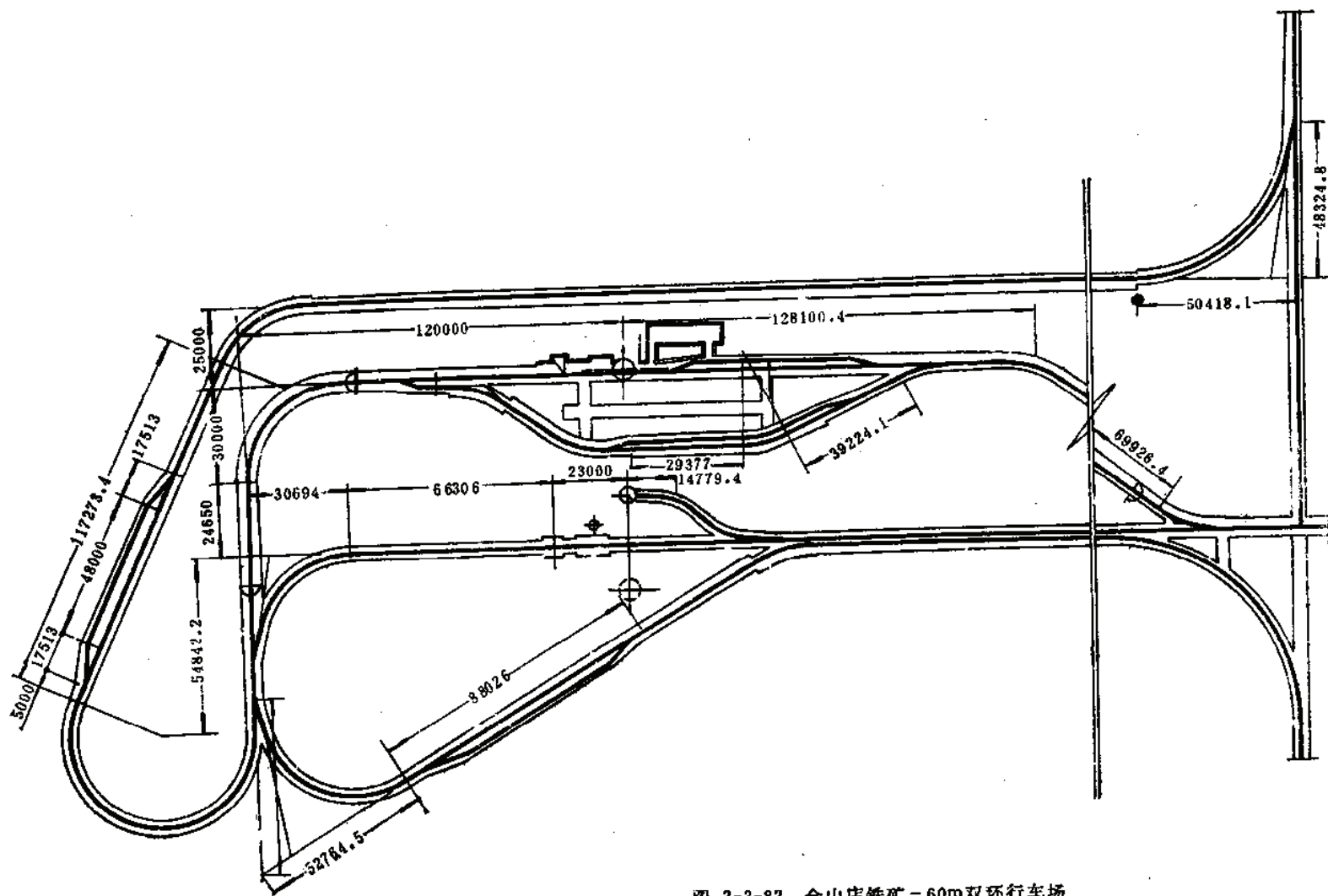


图 2-3-82 金山店铁矿-60m双环行车场

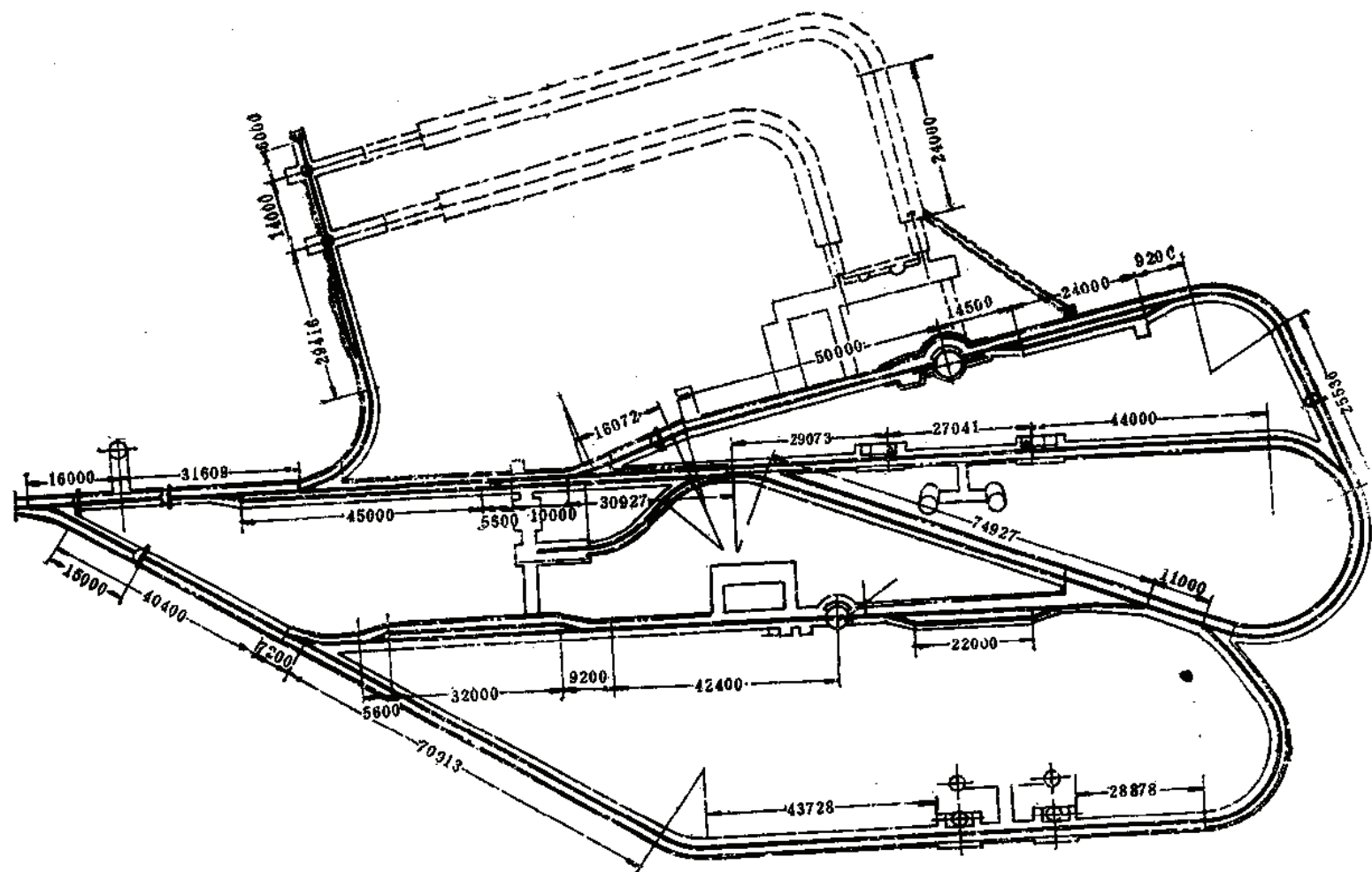


图 2-3-83 尖林山铁矿-50m双环行车场

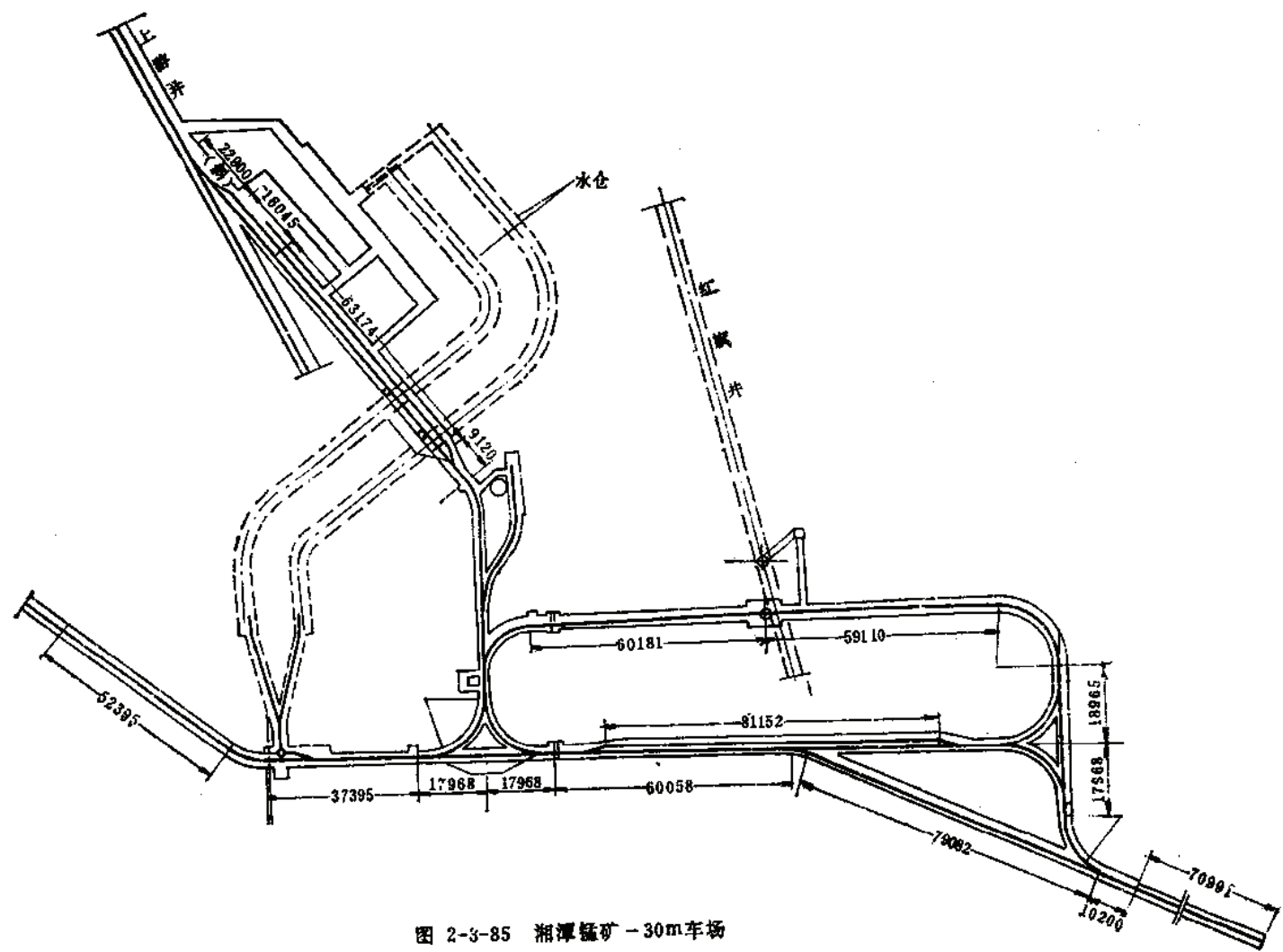


图 2-3-85 湘潭锰矿-30m车场

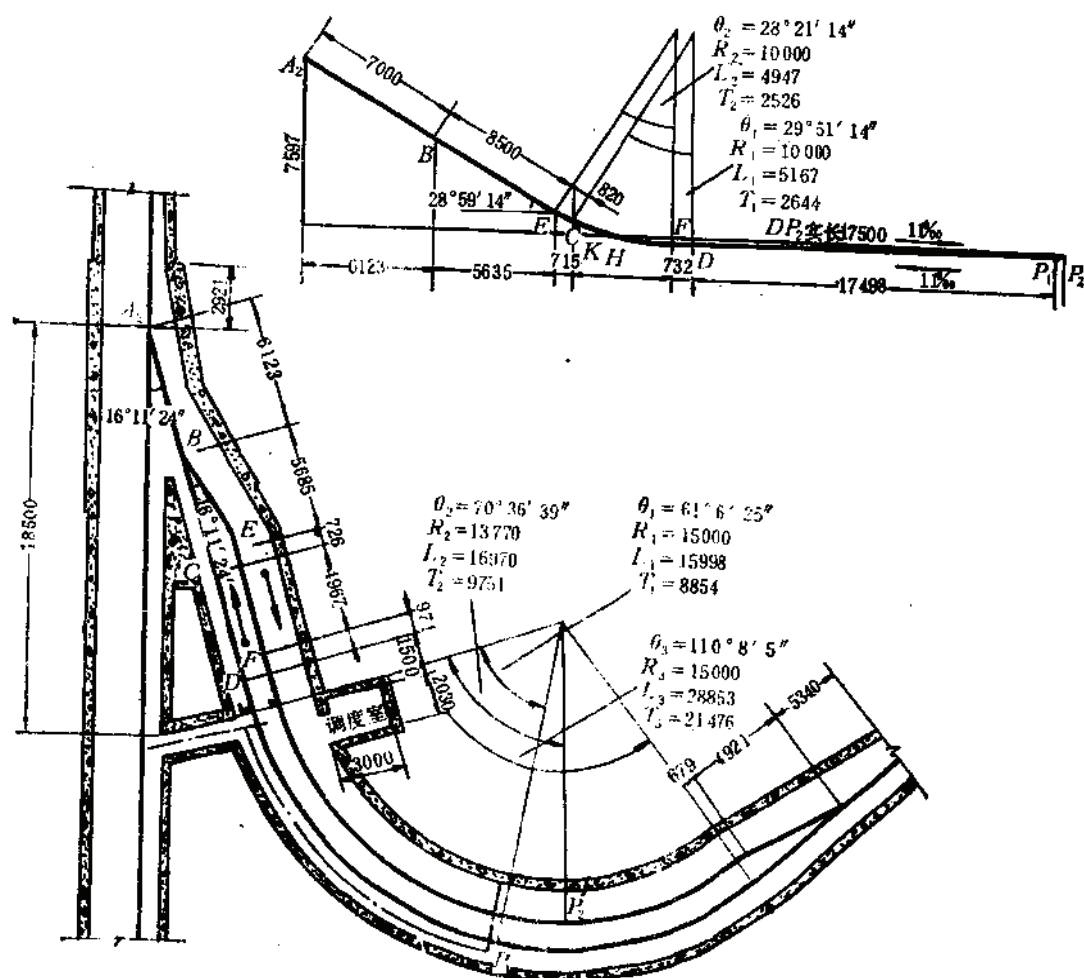


图 2-3-86 马家桥粘土矿60m车场

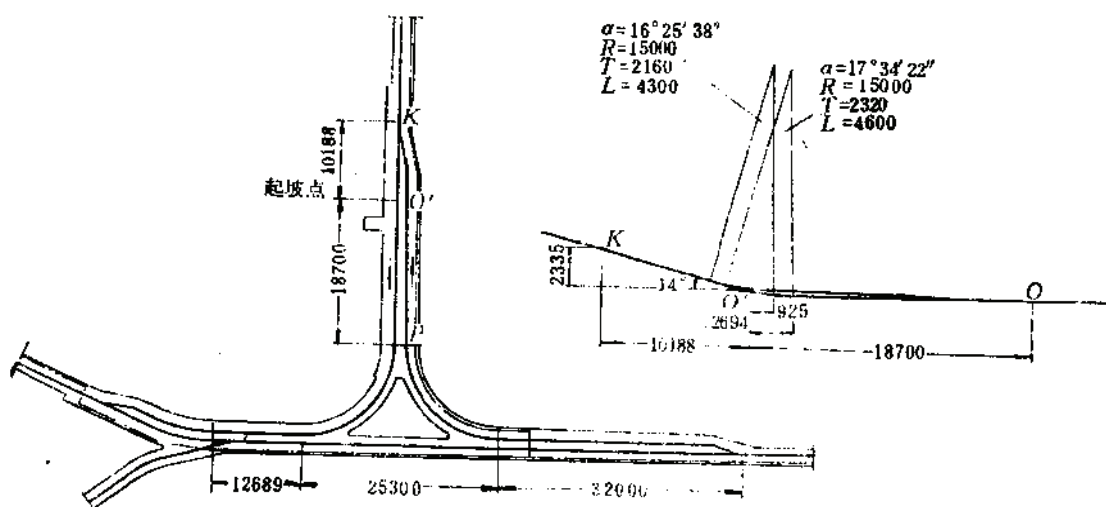


图 2-3-87 浦市煤矿一采区车场

第四章 采矿方法选择

责任编写单位 兰州有色冶金设计研究院

参加编写单位 长沙有色冶金设计研究院

编写人 吴洪年 胡菊南

4.1 采矿方法的一般问题

4.1.1 影响采矿方法的矿床赋存要素

矿床的矿体形态、厚度及倾角等赋存要素，对于采矿方法的选择，有直接影响。

4.1.1.1 矿体厚度

- (1) 极薄矿脉——厚度在0.8m以下，回采时需要采掘围岩；
- (2) 薄矿床——厚度为0.8~5m；
- (3) 中厚矿床——厚度为5~15m；
- (4) 厚矿床——厚度为15~50m；
- (5) 极厚矿床——厚度在50m以上。

4.1.1.2 矿体形态

(1) 层状矿床——多为沉积或变质沉积矿床。其特点是矿床赋存条件（厚度、倾角等）和有用矿物的组分较稳定，变化小。多见于黑色金属矿床和非金属矿床。

(2) 脉状矿床——矿床成因主要是热液、气化作用；使矿物充填于地层的裂隙中。其特点是矿床与围岩的接触处有蚀变现象，矿床赋存条件不很稳定，有用成份的含量不均匀。有色金属、稀有金属及贵重金属矿床多属此类。

(3) 透镜状、囊状矿床——矿床主要是充填、接触交代，分离和气化作用形成的矿床。它的特点是矿体形状不规则，矿体和围岩的界限不明显。某些有色金属矿（如铜、铅、锌等）即属此类。

4.1.1.3 矿体倾角

- (1) 水平矿床——矿体倾角 $0^{\circ} \sim 3^{\circ}$ ；
- (2) 缓倾斜矿体——矿体倾角 $3^{\circ} \sim 30^{\circ}$ ；
- (3) 倾斜矿床——矿体倾角 $30^{\circ} \sim 50^{\circ}$ ；
- (4) 急倾斜矿床——矿体倾角大于 50° 。

4.1.1.4 矿岩允许的暴露面积

- (1) 极不稳固矿床——顶板不允许暴露；
- (2) 不稳固矿床——顶板允许暴露面积在 10m^2 以内，长时间暴露仍需支护；
- (3) 中等稳固的矿床——顶板允许暴露面积 200m^2 以内；
- (4) 稳固的矿床——顶板允许暴露面积在 500m^2 以内；
- (5) 很稳固的矿床——顶板允许暴露面积 $500 \sim 1000\text{m}^2$ ；

(6) 极稳固的矿床——顶板允许暴露面积在1000m²以上。

4.1.2 采矿方法分类

采矿方法是研究矿块(包括矿房和矿柱)的开采方法,它包括回采工艺和采场结构两大方面的内容。而地压管理则是决定采场能否安全生产、崩矿和出矿能否顺利进行的关键,地压又与采场结构密切相关,故本手册以矿块回采时地压管理方法作为分类的依据,其分类见表2-4-1。

4.1.2.1 采矿方法分类的主要特点

(1) 采矿方法类别间的差别主要是地压管理中的回采空区处理方法不同。它清楚地反映了不同采矿方法之间的对应联系,便于设计时选择和比较。

(2) 采矿方法分组中的分层(包括单层)、分段和阶段的变化规律反映了每类采矿方法对矿体倾角、厚度、矿石与围岩稳固性的适应性;也反映了每类采矿方法的采场生产能力、劳动生产率、矿石贫化率和损失率等指标的变化规律。

(3) 有利于不同采矿方法之间的相互借鉴和发展。

采矿方法分类表

表 2-4-1

按地压管理分	采矿方法类别	采矿方法分组	采矿方法名称	采矿方法主要分类
自然支撑法	空场法	分层(单层)空场法	全面采矿法	(1)普通全面法 (2)留矿全面法
			房柱采矿法	(1)浅孔落矿房柱法 (2)中深孔落矿房柱法
			留矿采矿法	(1)极薄矿脉留矿法 (2)浅孔落矿留矿法
		分段空场法	分段采矿法	(1)有底柱分段采矿法 (2)连续退采分段采矿法
			爆力运矿采矿法	
		阶段空场法	阶段矿房法	(1)水平深孔阶段矿房法 (2)垂直深孔阶段矿房法
崩落法	崩落法	分层(单层)崩落法	壁式崩落法	(1)长壁崩落法 (2)短壁崩落法 (3)进路崩落法
			分层崩落法	(1)进路回采分层崩落法 (2)长工作面回采分层崩落法
		分段崩落法	无底柱分段崩落法	(1)典型方案 (2)高边壁无底柱分段崩落法
			有底柱分段崩落法	
		阶段崩落法	阶段强制崩落法	(1)典型方案 (2)分段留矿崩落法
			阶段自然崩落法	

续表

按地压管理分	采矿方法类别	采矿方法分组	采矿方法名称	采矿方法主要分类
人工支撑法	充填法	分层(单层)充填法	上向分层充填法 上向进路充填法 点柱分层充填法 下向分层充填法 壁式充填法	
		分段充填法	分段充填法	
		阶段充填法	分段空场事后充填法 阶段空场事后充填法 VCR事后充填法 留矿采矿事后充填法 房柱采矿事后充填法	
	支柱法	方框支柱、横撑支柱法		

(4) 有利于采矿方法正确命名和归类。

4.1.2.2 分类中需说明的几个问题

(1) 目前国内外采矿方法分类很多, 学术上争议也大。本分类从工程设计实际出发, 不作学术争议的论据;

(2) 支柱法虽已列入分类表中, 但它在我国实际应用很少, 特别是新设计矿山故未列节论述;

(3) 阶段充填法实质是一种联合法即通常所称各种空场法的事后充填法。就回采工艺而言, 它与空场法是一致的, 所以有人称之为空场法, 但它又与无需及时处理回采空区的空场法具有不同的概念与要求。阶段充填法中的充填工艺包括在第一步矿房回采循环之中, 是矿块回采过程中必不可少的不能停顿的一道工序, 其充填能力和时间直接影响采场综合能力, 不及时充填, 则相邻的采场或矿柱便无法回采。为了回采矿柱, 设计中, 对充填制备和工艺要求严格。对充填体强度也有不同要求, 新设计矿山要建立一套正规的充填系统。按照这种从设计整个矿块(包括矿房、矿柱)的回采工艺的观点出发, 故将目前国内外出现的VCR法、大直径深孔采矿工艺, 以及凡采后需及时充填以回收矿柱的均划归阶段充填法, 而回采后空区无需即时处理的则仍属空场法。

(4) 所谓“大直径深孔采矿法(技术)”它不是某种采矿方法的专称, 而是高效率大孔穿爆技术的某种概括。它既可用在充填法, 也可用在空场法和崩落法中, 既可用在阶段空场, 也可用在分段空场法。故不作独立的方法列入分类表中。

4.1.3 国内外地下金属矿山各类采矿方法的比重及发展趋势

国内外地下金属矿山各类采矿方法的比重见表2-4-2和表2-4-3。

从表中可以看出: 我国空场采矿法、崩落采矿法和充填采矿法的比重分别为59.2%、33%和5.8%。其中有色金属地下矿山三大类采矿方法的比重分别为55.5%、33.1%和11.4%。在空场采矿法中, 留矿法的比重占2/3, 这是因为我国急倾斜薄矿脉和零星小矿

我国地下金属矿山采矿方法比重(%)

表 2-4-2

采矿方法名称		黑色金属矿山			有 色 金 属 矿 山								金属矿山综合			
		1955年	1970年	目 前	1955年	1960年	1963年	1970年	1971年	1978~1979年		1981年	1982年	1970年	1971年	目 前
										按矿山数	按采矿量					
一、空场采矿法	房柱法												2.7		2.5	
	全面法	6.5	15.0		5.5					11.0	6.2		1.6	29	6.4	
	分段法					24.0	24.2	35.0	29.4	5.0	11.1	14.0	13.0		30.1	
	阶段矿房法															
	爆力运矿法															
	留矿法	6.3	23.0		43.4	51.7	55.2	35.7	40.0	44.0	30.9	37.0	38.2	32.0	20.2	
	小 计	12.8	38.0		48.9	75.7	79.4	70.7	69.4	60.0	48.2	51.0	55.5	61.0	59.2	
二、充填采矿法	上向充填法									8.0	8.4		10.0		5.0	
	下向充填法															
	VCR法												很 少			
	上向(干式)充填法	54.8			51.1	11.5				2.0	1.6		1.4		0.8	
	小 计	54.8	1.8		51.1	11.5	0.7	7.0	4.5	10.0	10.0	10.0	11.4	6.0	5.8	
三、崩落采矿法	分层崩落法									4.0	0.9		1.7		0.2	
	分段崩落法 有底柱									20.0	37.8				17.1	
	落 法 无底柱									4.0	2.7		30.9		7.1	
	阶段崩落法															
	壁式崩落法									3.0	0.4		0.5		8.6	
	小 计	32.4	58.0	75	—	12.8	15.1	22.0	26.0	31.0	41.8	36.0	33.10	32.0	33.0	
四	其 它		2.2			—	4.8	0.3	0.1			3.0		1.0	2.0	

国外地下金属矿山采矿方法比重(%)

表 2-4-3

采矿方法名称		五 国					美国	苏联	扎伊尔	澳大利亚	赞比亚	国外32个国家 及地区 232 个 矿山综合	
		美国	加拿大	瑞典	法国	日本	五国 小计					按矿 山计	按产 量计
一、空场采矿法	房柱法	29.3	2.1	2.9	73.1	2.9		15.7	4.2			13.4	11.9
	全面法	1.0										0.9	0.4
	分段法	4.3	18.1			47	48	85.2	4.5	39.8	17	20.3	12.7
	阶段矿房法								37			0.9	8.3
	爆力运矿法								0.7			0.4	0.19
	留矿法	1.6	11.0	0.2	24.1	12.9	2.0	1.1				9.9	3.0
	小 计	36.2	31.2	3.1	97.2	62.8	50.0	100	46.4			45.8	36.5
二、充填采矿法	上向充填法			3.5		24.8				6.4		28.4	13
	下向充填法	2.7	42.5	0.8	2.8	11.0				11.1	83	3.4	0.7
	VCR法		2.1									1.3	0.4
	支柱充填法	0.3	2.7									1.7	0.4
	小 计	3.0	47.3	4.3	2.8	35.8	15.2					34.8	14.6
三、崩落采矿法	分层崩落法											1.3	0.21
	分段崩落法	0.2	15.8	85					45.6	42.7		12.1	26.3
	阶段崩落法	60.6	5.7	6.6					8.0			6.0	22.5
	小 计	60.8	21.5	92.6			32.5		53.6			19.4	49.0
四、其它						1.4	2.3						

体数量较大,且多为50~60年代兴建的老矿以及机械化水平低所致。

近年来,崩落法和充填法的比重逐年上升。在黑色金属矿山,采用分段崩落法是有成效的。在有色金属矿山,由于无轨化配套机械设备及管道输送充填料技术的应用,使充填采矿法的工艺渐趋机械化、自动化、效率提高,成本低,金属回收量增多,经济效益提高。因此,充填采矿法得到进一步发展。

VCR法相继在我国凡口铅锌矿和金川二矿区金厂峪等矿进行了试验,效果较好,并将在大厂铜坑矿和安庆铜矿等矿山应用,是有发展前途的采矿方法。

机械化分层充填法已经取得了较显著的成效,机械化上向进路采矿法、机械化下向进路采矿法正在积极试验。

高边壁无底柱分段崩落法是近几年发展起来的变型方法,它比无底柱分段崩落法的效率更高,采切工程量小而贫化损失率可以得到改善,是黑色矿山一种较有发展前途的采矿方法。

矿块崩落法是一种高强度、高效率的采矿方法,适合开采大而贫的矿体,矿井产量高达2~6万t/d,目前我国正在金山店铁矿、铜矿峪铜矿组织试验。

空场采矿法正在稳步发展,凡是有条件采用该法的矿山,一般应尽量采用,新建矿山应向无轨化发展,以提高效率,还可将空场法与充填法组合在一起,既可以扩大它们的使用范围,又可消除空区体积过大而造成地压灾害的隐患。

根据我国金属矿山的赋存条件、对产量增长的需求、开采深度的增加以及开采技术的发展等情况,对今后采矿方法的发展作如下估计:

(1) 新建矿山根据矿体赋存条件应逐步减少空场法中留矿法的比例;

(2) 在经济合理的前提下适当增加有色矿山采用充填采矿法的比例,特别是低耗水泥胶结充填法和水砂充填法的比例;积极推广机械化分层充填,机械化进路充填和阶段充填采矿法(即VCR事后充填法、大直径深孔事后充填采矿法);

(3) 有色矿山中,分段崩落法和阶段崩落法仍然是最有发展前途的采矿方法;

(4) 黑色矿山中,在规模大、品位不高、矿体变化不大的矿山,可以适当地应用阶段强制崩落法或矿块自然崩落法。

4.2 影响采矿方法选择的主要因素

采矿方法在矿山生产中占有十分重要的地位。因为它对矿山生产的许多生产指标诸如矿山生产规模、矿石损失率、贫化率、劳动生产率,成本及安全等等都有很重要的影响。所以采矿方法选择的合理、正确与否,将直接关系到企业的经济效益及其成败。但在生产和建设实践中也还存在着某些矿山采矿方法发生变化的情况,这些变化的原因有的是因选择不当所致,但很多是受如下客观因素的影响。

(1) 设计所依据的地质资料不符合要求,地质资料不能正确反映矿体的开采特征,开采中矿体形态、矿石品位、矿岩的稳固性均发生变化。

(2) 对采矿方法选择的全过程重视不够。采矿方法选择全过程包括:研究地质资料→选择采矿方法→基建施工→采矿方法试验→试生产→投产。在实际工作中往往忽视了这个过程,在投产之前,没有充分做好这些准备工作。

(3) 某种先进的采矿工艺或设备的引进或转移,必须通过系统的工业性试验,以掌握它的工艺特点,适应范围、操作规律、主要技经指标等。如VCR法由于通过了系统的长时间的工业试验,从而获得了较好的效果。

(4) 技术进步带来采矿方法的更新换代。矿山建设初期,设计虽已采用较为先进的采矿工艺和设备,投产以后不久,由于国内外采矿技术的发展,采用某些新的采矿工艺或设备取代原有的工艺或设备,会带来企业更好的经济效益。这种变化和取代是必要的、正常的,但在客观上也是造成采矿方法多变的原因之一。

因此,要充分研究一切影响采矿方法选择的各种因素。

4.2.1 矿床地质条件

矿床地质条件对采矿方法的选择起控制性作用,一般矿山根据矿体的产状、矿石和围岩的物理力学条件就可以优选出1~2种采矿方法。

(1) 在矿石和围岩的物理力学性质中,矿石和围岩的稳固性是关键因素,它决定着采场地压管理方法、采矿方法的选择、采场构成要素及落矿方法,它们对采矿方法的影响见表2-4-4。

(2) 矿体倾角和厚度的影响:矿体倾角主要影响矿石在采场内的运搬方式。急倾斜矿体,可利用矿石自重运搬,而采用留矿法时,倾角大于 $55^{\circ}\sim 60^{\circ}$;水平矿体可用有轨运输、缓倾斜矿体可用电瓶车运输;倾角小于 10° 的矿体,可采用无轨设备运搬等。

矿体厚度影响采矿方法和落矿方法的选择以及矿块的布置方式等。

矿岩稳固性对采矿方法选择的影响表

表 2-4-4

稳 固 性		较适应的采矿方法	可排除的采矿方法
矿 石	围 岩		
稳 固	稳 固	空场法	崩落法
稳 固	不 稳 固	崩落法、充填法	空场法
中等稳固或不稳固	稳 固	分段法、阶段矿房法、阶段自然崩落法	
不 稳 固	不 稳 固	下向进路充填法、分层崩落法	空场法

矿体倾角和厚度对采矿方法选择的影响参见表2-4-5。

根据矿体产状可能采用的采矿方法

表 2-4-5

项 目	水平矿体 0°~3°	缓倾斜矿体 3°~30°	倾 斜 矿 体 30°~50°	急倾斜矿体 >50°
极薄矿脉 <0.8m	壁式削壁充填法	壁式削壁充填法	上向倾斜削壁充填法	留矿法, 上向分层削壁充填法
薄矿体 0.8~5m	全面法、房柱法、壁式崩落法、壁式充填法等	全面法、房柱法、壁式崩落法、壁式充填法、进路充填法等	爆力运矿采矿法, 分层崩落法、上向进路充填法、下向分层充填法等	分段法、留矿法、分层崩落法, 上向分层(水平)分层进路充填法、分段充填法、留矿采矿事后充填法等。
中厚矿体 5~15m	房柱法、壁式充填法	房柱法, 分段法, 分层崩落法, 上向、下向进路充填法、分段充填法、倾斜分层充填法	爆力运矿采矿法, 分段法, 分层, 分段崩落法, 分层、分段充填法等	分段法, 留矿法, 分层、分段崩落法, 分层(上向)分层, 上向进路, 下向(分层)充填法, 分段充填法, 留矿采矿事后充填法等
厚矿体 15~50m	分段法, 阶段矿房法、分层崩落法, 分段崩落法, 阶段崩落法, 分层充填法, 阶段充填法等	分段法、阶段矿房法, 分层崩落法, 分段崩落法, 阶段崩落法, 点柱充填法, 阶段充填法等。	分段法, 阶段矿房法, 分段崩落法, 分层崩落法, 阶段崩落法, 点柱充填法, 上向分层充填法阶段充填法等	分段法, 阶段矿房法, 分层、分段崩落法, 阶段崩落法, 上向分层充填法, 阶段充填法等
极厚矿体 >50m	同 右	同 右	同 右	阶段矿房法, 分段崩落法, 阶段崩落法, 阶段充填法等

注: 表中采矿方法未列全

(3) 矿体形状和矿石与围岩的接触情况, 影响采矿方法的落矿方式、矿石运搬方式和贫化损失指标。如接触面不明显、矿体形状不规则, 起伏较大时, 采用大直径深孔落矿, 会引起较大的损失、贫化率, 底板起伏较大会影响使用无轨出矿设备和爆力运搬矿石, 甚至采用留矿法的效果也很差。在极薄矿脉中, 矿体的形状是否规整, 接触界线是否明显, 影响削壁充填采矿法等采用。

(4) 矿石的品位及价值: 开采品位较高的富矿和贵重、稀有金属时, 往往要求采用回收率高、贫化率低的采矿方法, 尽管这类采矿方法的成本比较高。但提高出矿品位和多回收各种金属所获得的经济效益会超过采矿成本的增加。反之, 则应采用成本低、效率高

的崩落采矿法。

(5) 如果矿物及品位在矿体中的分布比较均匀,一般不必要采用选别回采的采矿法,若矿体很大,不妨使用大量崩落法;相反,如果矿体的形态变化大,矿物及品位在矿体中的分布也不均匀。或者,矿体的边界不清楚,必须配合周密的取样、化验后才能定出矿体边界时,则用崩落采矿法往往不很成功,而要考虑采用能剔除夹石或分采的采矿方法。在缓倾斜矿体就可采用留规则或不规则矿柱、岩柱的房柱法、全面法等。

当在同一矿床中具有不同品位,且相差很悬殊的多个矿体时,可以采用不同的采矿方法,或采用先采富矿暂时保留贫矿的充填采矿法。

(6) 当矿体埋藏深度超过500~800m时,因地压增高,有时会产生岩爆现象,采用崩落法及充填法较为适宜。

4.2.2 特殊要求

某些特殊要求可能是采矿方法选择的决定性因素。

4.2.2.1 地表是否允许陷落

当矿体开采以后,在地表移动带范围内,如果有公路、铁路、河流、村镇、居民区、风景区、文化遗址等,或者地表是森林,绿色植被或农田水利设施(包括水库、堤坝等),在选择采矿方法时就要优先考虑能保护地表的采矿方法,如充填法和用充填方法处理采空区的空场法等。

4.2.2.2 加工部门对矿石质量的特殊要求

矿石的品位及品级是某些加工部门的特殊要求,如直接入炉冶炼富铁矿石,耐火原料矿石。对品位,品级有害成分都有特殊要求,因此对矿石贫化率的要求比较严格,不能选取贫化率可能超过某些范围的采矿方法。

矿石的块度不仅关系到箕斗提升、矿车规格、加工部门的设备型号、工厂规模和经济效果,而且与采场凿岩爆破参数有密切关系,有时影响到采矿方法的选取。如规模很小的加工厂,不允许采用块度较大的大直径深孔落矿或中深孔落矿的采矿方法。

4.2.2.3 有某种特殊危害的矿山

矿石中含硫高(或硫、碳均高),有结块自燃的或者有发火危险的煤系地层围岩,应优先采用充填法或预灌浆的分段崩落法,避免采用留矿法、大量崩落的采矿法。

若开采含放射性元素的矿石,一般采用通风条件较好的充填法。

4.2.2.4 国家的某些特殊要求

国家对某些原料的规模或金属量,损失率等有特殊要求,凡是不能满足这些要求的采矿方法,都不予考虑。

4.2.3 采矿方法本身的影响(即辅助性因素)

采矿方法本身因采场结构、采准方式、回采工艺等不同,可以排列组合成很多种方案,对采矿方法选择有影响。例如:

- (1) 采场结构:采场的水平尺寸、采场高度、矿层、矿柱的比例、回采顺序等;
- (2) 采准方式:脉内采准或脉外采准;
- (3) 回采工艺:各主要工序对采矿方法方案的影响因素见表2-4-6。

回采工艺对采矿方法分类的影响

表 2-4-6

回采工艺		影 响 因 素
凿 岩	设 备	(1)(冲击)手持式, (2)(冲击式)台车, (3)(潜孔)台车, (4)牙轮钻
	孔 径 炮孔排列	(1) $\phi 30 \sim 40$ mm浅孔; (2) $\phi 50 \sim 80$ mm中深孔; (3) $\phi 100 \sim 200$ mm大孔 (1)倾斜; (2)扇形或环形; (3)垂直
爆 破	炸 药	(1)普通铵油炸药; (2)硝铵炸药; (3)特制炸药
	包 装 设 备 起爆方式 落矿方式	(1)粉状的; (2)药卷的; (3)特殊包装 (1)人工; (2)装药器 (1)人工点火; (2)电气点火 (1)水平落矿; (2)垂直落矿
出 矿	设 备	(1)人工漏斗或电(气)动漏斗; (2)电耙; (3)装运机; (4)铲运机; (5)振动放矿机; (6)连续出矿机
	结 构 运 距	(1)漏斗式; (2)重沟式; (3)平底式 (1)10~20m; (2)20~30m; (3)40~50m; (4)200~300m等
支 护	设 备	(1)人工安装; 锚杆安装台车
	型 式 支 护 率	(1)开缝式; (2)膨胀式; (3)长短锚杆联合等 (1)20%; (2)30%……90%
通 风	型 式	(1)利用主扇风流(2)局扇加强
	设 备	(1)14kW; (2)28kW等
充 填	充填材料 性 质	(1)尾砂; (2)天然砂; (3)人工砂(4)岩石(废石)等 (1)无胶结干式; (2)水砂; (3)尾砂胶结; (4)人工胶结法; (5)岩石胶结法等
	充填料运搬	(1)管道自流; (2)电耙耙平; (3)铲运机运料等

4.3 采矿方法选择的设计程序

4.3.1 收集和掌握采矿方法选择的基础资料

4.3.1.1 仔细研究地质报告

经上级主管部门批准的地质报告是采矿方法选择最重要的依据资料,应着重分析研究:

(1)矿体的赋存特点:矿体的厚度,倾角的变化范围、规律,矿石和围岩接触面的形状、分界是否明显;

(2)矿区岩石力学特征:矿区成矿前后的地质构造和分布规律;矿区岩石力学测定数据,包括各种岩石物理力学性质、抗压强度、弹性模量泊松比、最大主应力的方向和数量、岩石的可钻性和可爆性资料、矿岩可能允许暴露面积的大小;地质部门对未来矿坑稳固性的分析,建议的开采方法等(以上数据,目前许多地质报告尚未达到这些要求)。

(3)各矿体的矿石储量和品位,金属含量的均匀程度及变化规律,不同品位和品级矿石分采的可能性,不同品级矿石的大致价值等;

(4)矿体的埋藏深度和矿区水文地质情况;含水层的分布规律和水力联系,对未来矿坑影响程度估计;建议的矿床疏干方案,相对隔水层的产状和分布规律等;

(5)矿区开采范围是否有需保护的河流、湖泊、村庄、铁路、公路等重要建构筑物;

(6)矿石及围岩、硫和碳的含量、矿石自然块性、放射元素的含量及其分布规

等。

4.3.1.2 有关选矿的资料

- (1) 选矿厂(或冶炼加工厂)对矿石的品级、块度要求;
- (2) 矿石的选矿回收率和大致的选矿费用;
- (3) 尾矿的产率及其粒级分析资料等。

4.3.1.3 采矿设备供应情况

地下凿岩、爆破、出矿、支护、通风、充填等有关设备的型号、价格及供应情况,特别是使用国外设备时,对其厂家、型号、性能、价格和发展趋势等更应详细了解和析。

国内外新的采矿工艺、设备及发展趋势方面的资料

4.3.1.4 岩石力学的现场调查

- (1) 现场踏勘矿区地形、地貌及矿体和岩石露头;
- (2) 现场参观岩心样品、核实与设计关系大的钻孔岩石资料;
- (3) 若已有勘探巷道,则应对巷道的矿、岩稳固性进行现场踏勘、统计、核实地质报告中的有关资料;
- (4) 可能充填材料的现场调查。

4.3.2 选择采矿方法的准则

选择一个合理的采矿方法必须满足下列条件:

(1) 生产安全。这是首要的要求,即必须保证工人在开采过程中安全作业,当发生地下灾害时,应能及时撤离作业区;保证地下各种设备、基本井巷、硐室和构筑物在使用中不遭受破坏;需保护的地表建筑物和构筑物不因采矿而受到破坏等。

(2) 具有合理的、高的采矿强度。它在一定程度上对矿山的安全和经济效益有积极的作用。而当国家对某种矿石在时间上及数量上有特殊需要时,采矿方法的采矿强度就成为一个很重要的要求。

(3) 应充分利用矿石中有益成分,应尽可能地提高矿石品位及伴生的贵重稀有金属的矿石回收率,降低贫化率。对有特殊要求的矿种须考虑分采、分选的可能性。

(4) 要求采矿方法工艺成熟可靠,采场结构简单合理,回采设备耐用高效。采准切割工作量小,劳动生产率高,能耗少、成本低。

(5) 主要技术经济指标一般应留有余地。既要考虑技术进步,积极采用新工艺、新设备,又要留有应变的余地。

4.3.3 采矿方法方案初选

(1) 按照地质报告和现场踏勘所收集到的岩石力学资料,对矿岩的稳固程度,回采采场空区允许体积,暴露顶板最大跨度等做出估计。有条件时,可用数值分析法检验采场的尺寸和稳定性。

(2) 按照各矿体的横剖面、纵投影和阶段平面图,按设计要求的厚度、倾角范围进行统计,确定各种范围矿段分布、比重,分别选择不同的采矿方法或采场构成要素。

(3) 根据采矿方法选择的因素条件和(1)、(2)分析统计的资料及按表2-4-5,表2-4-6的条件,分析研究选择的否决条件(即决定因素)和控制条件,就可以优选出较

少几个可行的方案,再按其倾角和厚度就容易进行采矿方法的分组(即分层分段、阶段)而分组一般又与辅助条件有某些对应性的关系,如表2-4-7。这样可删去一批无关的方案,对有代表性的方案,绘制采矿方法方案标准图,并选定有关技术经济指标。

采矿方法分组与某些回采工艺对应表

表 2-4-7

项 目		分 层	分 段	阶 段
凿 岩	孔 径 炮孔布置 设 备	$\phi 30 \sim 40 \text{ mm}$ 平 行 气腿式或台车	$\phi 60 \sim 115 \text{ mm}$ 崩 形 台 车	$\phi 100 \sim 200 \text{ mm}$ 平行, 扇形 台 车
爆 破	炸 药 包装型式	普 通 小 药 卷	普 通 多为粉状药	普通、特制 多为大药卷和粉状药
出 矿		小型电耙 一般为小型铲运机	中型铲运机 装 运 机 中型电耙	大型铲运机 大型电耙
支 护		锚杆护顶		必要时长锚索加固上、下盘
充 填		多为管道式充填	多为无轨设备运干料充填	管道式充填, 干式充填, 或 两者之结合均可

一般采矿方法选择,空场法易于确定和否定,在崩落法和充填法之间则往往难于从技术上比较选定。

某铜铁矿床,平均含铜1.73%,含铁32%。矿体走向长350m,倾角 $60^\circ \sim 70^\circ$ 。平均厚度50m,矿石中等稳固,围岩稳固性差。地表允许崩落。矿山要求生产能力50万t/a。

首先根据矿山地质条件和采矿技术条件来选择几种合适的采矿方法,列表2-4-8。

采 矿 方 法 选 择 表

表 2-4-8

序号	主要的地质及开采技术条件		较适合的采矿方法	排除的采矿方法
	名 称	特 征		
1	地表允许崩落的可能性	允许崩落	空场法、崩落法、充填法	
2	矿石的稳固性	中等稳固	充填法、崩落法、空场法	
3	围岩的稳固性	差	崩落法、充填法	空场法
4	倾角及厚度	倾角 $60^\circ \sim 70^\circ$ 平均50m厚	上向分层充填法、VCR 事后充填法,无底柱分段 崩落法、阶段强制崩落法	其他充填法与崩落法
5	矿石的品位	含铜品位较高	上向分层充填法、VCR 事后充填法、无底柱分段 崩落法	阶段强制崩落法

根据以上初步分析,可初选出三种采矿方法和方案:(1)无底柱分段崩落法;(2)上向分层充填法;(3)矿房用上向分层充填法,矿柱用VCR事后充填法。

4.3.4 采矿方法的技术比较

4.3.4.1 技术比较的主要内容

技术比较主要包括:

- (1) 矿块生产能力;
- (2) 矿石贫化率;
- (3) 矿石的损失率;
- (4) 千吨矿石采切比;
- (5) 矿块的劳动生产率;
- (6) 主要材料消耗特别是木材、水泥的消耗;
- (7) 采矿工艺过程的繁简和生产管理的难易程度;
- (8) 作业地点安全、通风等条件的好坏等。

4.3.4.2 初选采矿方法的技术比较

对各初选采矿方法方案按上述条件进行分析研究, 挑选2~3个竞争能力强的, 有不同类型的采矿方法进行详细的技术经济综合比较。

亦可采用“专家评议法”和“特非尔法”(即打分法)进行技术比较。

4.3.4.3 技术比较实例

(1) 某铜矿的东部矿体, 产于凝灰岩中, 直接顶板与底板与含矿岩石均为同一层凝灰岩, 但顶板岩石 $f=4\sim6$, 底板岩石 $f=6\sim8$ 。矿体与围岩产状基本一致, 走向北西 300° , 倾向南。走向长450m, 斜深450m。厚度20~40m。倾角大于 70° 。矿体比较完整, 储量大, 品位高, 平均含铜品位2.02%。

根据矿体及围岩的物理机械性质和赋存特点, 选择了三种采矿方法作技术比较。

第一方案: 端部放矿分段崩落采矿法。在分段巷道或进路内凿岩, 中深孔爆破, 矿石在覆盖岩石下进行放矿, 装运机或铲运机出矿。

第二方案: 水平分层尾砂胶结充填回采矿房及水平分层尾砂充填回采间柱的充填采矿法。垂直走向布置矿块, 矿房间柱均为5m宽, 暴露面积控制在 150m^2 左右。分层高2m, 浅孔水平分层落矿, 采场内用装运机出矿, 然后进行充填。

第三方案: 分段空场事后充填法。在分段巷道中凿中深孔爆破崩矿, 矿石集中在采场最下部分段巷道中装运。每次爆破后仅装运出一部分矿石, 大部分矿石暂留采场中藉以暂时维护顶底盘, 待采场的矿石全部采下并放出后, 集中一次进行空场充填。

这三种采矿方法的技术比较列于表2-4-9。根据比较, 初步选定崩落法和水平分层充填法, 由于顶盘凝灰岩稳固性较差, 从而可排除分段空场事后充填采矿法。

某铜矿东部矿体采矿方法技术比较表

表 2-4-9

项 目 名 称	第 一 方 案	第 二 方 案	第 三 方 案
	端部放矿分段崩落采矿法	水平分层尾砂胶结充填采矿法	分段空场事后充填法
采场生产能力 (t/d)	360	100	240
掌子面工效 (t)	16	7	15
矿石采切工作量 (m ³ /kt)	14	6.5	16.5
矿石损失率 (%)	25	10	12
矿石贫化率 (%)	30	5	15

续表

项 目 名 称	第 一 方 案 端部放矿分段崩落采矿法	第 二 方 案 水平分层尾砂胶结 充填采矿法	第 三 案 分段空场事后充填法
同时工作矿块数 (个)	5	20	5
优点	(1) 工艺简单, 易掌握; (2) 采矿效率高、能力大; (3) 人在巷道内作业, 条件好、安全; (4) 采准工作易机械化; (5) 坑木消耗少	(1) 贫化损失率低; (2) 采切工程少; (3) 能较好地维护顶板围岩, 地表不塌陷; (4) 能为地表防洪排水创造条件;	(1) 采矿效率高, 能力大; (2) 人在巷道内作业, 条件好安全; (3) 回采工艺简单, 易掌握; (4) 事后充填能控制地压保护地表; (5) 坑木消耗少
缺点	(1) 贫化损失率高; (2) 采准工作量大; (3) 工作面通风条件较差	(1) 作业环节多, 管理复杂, 生产能力低; (2) 充填料耗水泥量大; (3) 回采成本高	(1) 回采时无法保证控制顶板不崩落; (2) 采切工作量大; (3) 耗水泥量大; (4) 回采成本高

注: 比较中的指标仅为举例用, 不能作为设计引用指标

(2) 利用某铜铁矿和表2-4-8的资料, 用“特非尔法”选择采矿方法的情况见表2-4-10。

特非尔法选择采矿方法表

表 2-4-10

比 较 项 目	项目影响 因 素 2n	上向分层 充 填 法	无底柱分 段崩落法	房用分层充 填法, 柱, VCR 事后 充填法
1. 赋存条件, 稳固性的适应性	8	8	7	6
2. 顶底板变化大, 不规则	4	4	3	2
3. 安全条件	8	4	8	8
4. 工作面通风	4	4	2	4
5. 采矿方法变化的可能性	4	2	0	3
6. 充填工艺的可能性	4	2	4	4
7. 采切比的大小	8	8	4	7
8. 生产效率和劳动生产率	(1) 采切、充填、准备工作量 (2) 辅助作业机械程度 (3) 铲运和铲装条件	4 2 2	3 1 0	1 2 1
9. 矿石回收率	8	8	2	6
10. 矿石贫化率	6	8	2	8
11. 回采成本	8	2	8	6
12. 经济效益	16	15	6	10
13. 同类矿山新工艺掌握程度	8	7	6	6
14. 生产规模的保证	8	4	8	7
15. 生产管理	8	2	8	6
总计	112	88	73	88
名次		1	2	1

注: 1. 影响指数 $n=1$ (次要)、2 (一般)、3 (重要)、4 (重大);
2. 得分值只作举例用, 不作设计采用依据。

从表2-4-10可知, 上向分层充填法和矿房用上向分层充填法、矿柱用VCR事后充填法的得分相等, 而它们又与无底柱分段崩落法的得分相差不太悬殊, 前两种方法又同属充填法, 故三种方法可同时参加技术经济综合比较。

4.3.5 采矿方法的经济比较

4.3.5.1 几个基础数据计算

1. 矿块的贫化率

$$\gamma = \frac{\gamma_1 Q_1 + \gamma_2 Q_2 + \gamma_3 Q_3}{Q_1 + Q_2 + Q_3} \quad (2-4-1)$$

$$\text{或} \quad \gamma = \gamma_1 n_1 + \gamma_2 n_2 + \gamma_3 n_3 \quad (2-4-2)$$

式中 γ ——矿块的贫化率, %;

$\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3$ ——矿房、间柱、顶底柱的贫化率, % (详见第十四章);

Q_1, Q_2, Q_3 ——矿房、间柱、顶底柱的工业矿量, 万t;

n_1, n_2, n_3 ——矿房、间柱、顶底柱的矿量百分比。

2. 矿块的损失率

$$P = \frac{P_1 Q_1 + P_2 Q_2 + P_3 Q_3}{Q_1 + Q_2 + Q_3} \quad (2-4-3)$$

$$\text{或} \quad P = P_1 n_1 + P_2 n_2 + P_3 n_3 \quad (2-4-4)$$

式中 P ——矿块的损失率, %;

P_1, P_2, P_3 ——矿房、间柱、顶底柱的回采损失率, % (详见第十四章);

$Q_1, Q_2, Q_3, n_1, n_2, n_3$ 符号意义同 (2-4-1) 式。

3. 出矿品位

按第十四章表2-14-1中公式计算。

利用矿块贫化率和矿体平均品位算得的出矿品位只供采矿方法用静态法算经济效益时用, 若用动态法算企业的经济效益时, 需按回采进度计划, 排出历年的出矿量, 并按每年各种采矿方法的比重及其回采对象算出其总的贫化率和出矿品位。

4. 元素换算

当矿石含有多重有用元素时, 可将附产元素换算成主元素。

求换算系数

$$f = \frac{\phi_i e_i}{\phi_k e_k} \quad (2-4-5)$$

式中 f ——换算系数;

ϕ_k ——主元素的精矿含金属的价格, 元/t;

e_k ——矿石中主元素选矿回收率, %;

ϕ_i ——附产元素精矿含金属的价格, 元/t;

e_i ——矿石中附产元素的选矿回收率, %

求矿石中换算后的主元素品位

$$\alpha_f = \alpha_k + \alpha_1 f_1 + \alpha_2 f_2 + \cdots + \alpha_i f_i \quad (2-4-6)$$

式中 α_f ——换算后的主元素品位, %;

α_k ——换算前的主元素品位，%

$\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_i$ ——矿石中附产元素的品位，

$f_1, f_2, \dots, f_i$ ——附产元素的换算系数。

4.3.5.2 综合分析比较的内容

(1) 表征经济效益的指标有：采出矿石成本，最终产品成本，年盈利、总盈利或其净现值；基建年度投资、投资收益率，返本年限等；

(2) 年采出矿石规模，或全部服务年限内年产有用成分的数量和质量；

(3) 主要技经指标：矿块生产能力，千吨矿石采切比，劳动条件和生产率，水泥和坑木等大宗材料耗量等。

4.3.5.3 比较方法

1. 全面综合比较

参与比较的采矿方法方案，因矿块生产能力，贫化、损失率指标不同，从而使确定的规模及每年的产品数量和质量也不同，有时它们还会引起基建投资相差很大。因此，需进行全面的综合性比较，才能判定其优劣。比较的主要技术经济指标见表2-4-11。

2. 简化比较

(1) 若参与比较的采矿方法方案的贫化、损失率相差较大，而全部采出矿石量、与采矿有关的投资相差不大，以及规模相同时，只需比较两方案的年盈利、总盈利的差额即可；

(2) 若参与比较的采矿方法的贫化、损失率、矿块生产能力、与采矿有关的投资基本相等时，只需比较其采出矿石成本即可；

(3) 由于各矿山情况千差万别，采矿方法方案种类繁多，故除第一种情况外，可因地制宜地加以简化。

4.3.5.4 敏感性分析

1. 静态法

现场地质条件的变化是影响采矿方法经济效益的关键因素，集中体现在品位，采矿贫化率、采矿成本上，用简化比较法的矿山，建议用图解法来作敏感性分析：

(1) 在保证与拟排除的采矿方法一吨矿石盈利相等的情况下，假定成本不变，用图解求出允许采矿贫化率增加范围；

(2) 同样假定贫化率和品位不变，可求出采矿成本允许增加的范围；

(3) 同理还可以求出允许出矿石品位降低的范围；

(4) 由图还可以求出允许贫化率，采矿成本和品位同时变化的范围。

上述求出的不确定性因素的范围，如果预计实际生产中难以超过，说明选择的采矿方法可以保证其竞争优势。

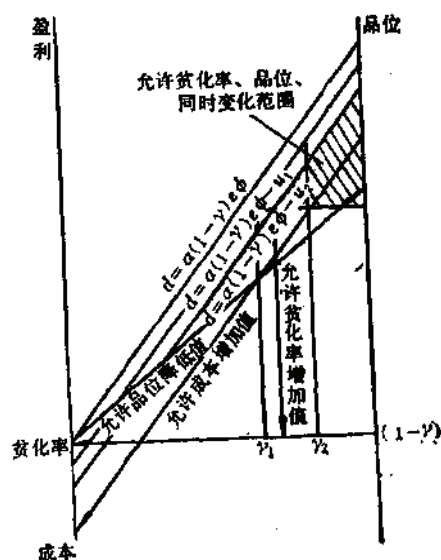


图 2-4-1 图解分析功能示意图

静态法比较的敏感度分析亦可按第21章的有关要求进行。

2. 动态法

用全面综合经济比较法的矿山, 可以用动态指标分析法, 详见第21章。

4.3.5.5 实例

某钢铁共生矿床, 矿体埋深200m, 为盲矿体。矿体走向长度分别为900m和600m, 平均厚度分别为40m和60m, 矿体倾角 $40^{\circ} \sim 80^{\circ}$ 。地表为荒山, 地表允许陷落。根据矿体赋存情况及开采技术条件, 设计重点作了以下两种采矿方法比较。第一方案, 无底柱分段崩落法, 采用CTC700型深孔凿岩台车, 配80型凿岩机打眼, C-30型气动装运机或DZL50型柴油铲运机出矿。

第二方案, 胶结充填和尾砂充填法, 即矿房浅孔留矿, 事后一次胶结充填, 矿柱尾砂分层充填, 采用YSP45型凿岩机打眼, C-30型气动铲运机出矿。

采矿方法第一、二两个方案的技术经济比较如表2-4-11。

采矿方法方案技术经济比较表

表 2-4-11

序号	指 标 名 称	第一方案	第二方案	第一方案比第二方案多(+)少(-)
1	2	3	4	5
1	工业储量(矿石) ($\times 10^4 t$)	2500	2500	
2	原矿年产量 ($\times 10^4 t$)	100	100	
3	采场生产能力 分段崩落法 (t/d) 尾砂充填法 (t/d) 胶结充填法 (t/d)	380	180 90	
4	采矿方法比重 分段崩落法 (%) 尾砂充填法 (%) 胶结充填法 (%)	100	70 30	
5	平均地质品位 铜 (%) 铁 (%)	0.71 33.2	0.71 33.2	
6	采矿损失率 (%)	20	6	+ 14
7	贫化率 (%)	21	7	+ 14
8	矿石采准切割比 (m/kt)	12	8	+ 4
9	采出原矿品位 铜 (%) 铁 (%)	0.56 26.2	0.66 30.8	- 0.10 - 4.6
10	选矿回收率 铜 (%) 铁 (%)	94 86	95 88	- 1 - 2
11	年产采矿含金属量 铜 (t) 铁 (t)	5600 262000	6600 308000	- 1000 - 46000

续表

序号	指 标 名 称	第一方案	第二方案	第一方案比第二方案多(+)少(-)
1	2	3	4	5
12	采选总回收率 铜(%) 铁(%)	75 68.8	89.3 83.6	-14.3 -14.8
13	精矿品位 铜精矿(%) 铁精矿(%)	18 64	18 64	
14	开采年限(年)	25.31	25.26	+0.05
15	精矿产量 铜精矿(t/a) 铁精矿(t/a)	79744 352062	34833 423500	-5589 -71438
16	采矿全员劳动生产率(t)	600	350	+250
17	采矿职工总数(人)	1666	2857	-1191
18	采矿基建投资(元) 按每吨原矿 按精矿含金属量分摊 按每吨精矿含铜量 按每吨精矿含铁量	77 7021 179	85 6371 166	-8 +650 +13
20	每吨原矿成本	16	25	-9
21	每吨原矿选矿加工费	10	10	
22	每吨精矿成本(元) 铜精矿 铁精矿	426.8 38.4	472.2 43.8	-45.4 -5.4
23	企业年总产值(万元) 其中:铜精矿(万元) 铁精矿(万元)	4745 2263 2482	5682 2696 2986	-937 -433 -504
24	企业年总成本(万元) 其中:铜精矿(万元) 铁精矿(万元)	2800 1248 1352	3500 1645 1855	-900 -397 -503
25	企业年盈利(万元)	2145	2182	-37
26	追加投资回收期(年)		21.6	
27	投资收益率(动态)(%)	14.68	13.55	+1.13
28	净现值($i=10\%$ 时)(万元)	2988	2176	+812
29	净现值指数($i=10\%$ 时)	0.48	0.32	+0.16

从上表可以看出:

资源利用程度,第二方案比第一方案高,铜铁采选总回收率分别高14.3%和14.8%。

精矿年产量,铜精矿和铁精矿第二方案比第一方案分别多5589t和71438t,即分别多19%和16.8%。

基建投资, 第二方案比第一方案多800万元。

企业盈利和追加投资回收期, 第一方案每年多盈利37万元(按达产年), 但投资多800万元, 追加投资回收期达21.6年。

投资收益率和净现值及净现值指数, 第一方案比第二方案分别高1.13%、812万元及0.16。

根据以上分析, 尽管第二方案在资源利用方面较好, 但经济效益比第一方案差。此外, 从生产管理上, 第一方案工艺简单, 采矿强度大, 机械化程度较高, 第二方案多两套充填系统, 生产工艺复杂, 回采、充填各工艺工序都要密切配合, 否则影响产量的完成。

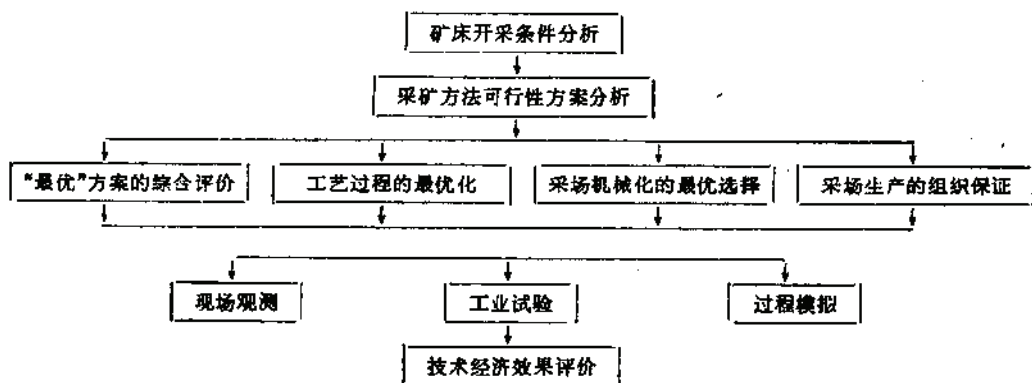
因此, 从技术上、经济上综合分析, 推荐采用第一方案。

4.4 采矿方法选择比较的优化

采矿方法选择比较是一项既重要又复杂的设计工作。前述的传统的选择方法要求设计人员有丰富的经验和明智的判断, 其经验成分多于科学性。目前国内外正在用电子计算机处理采矿方法选择的优化, 国内主要有以下几个作法:

(1) 针对传统选择方法的不足之处, 借助多目标决策中的方案排队法, 以取代传统选择采矿方法的作法。即对某一矿体, 根据其地质特征和采矿技术条件, 有 $S_1, S_2, \dots, S_m$ 共 m 个采矿方法备选, 对应每一个方法有 $f_1, f_2, \dots, f_n$ 共 n 个技术经济指标参与比较。问题的终结是将这 m 个采矿方法, 针对同一矿体综合它们各自的技术与经济的优劣, 排出次序, 以便决策。

(2) 采矿方法最优化的内容和步骤如下框图①:



上述框图, 实际只进行了“最优”方案的综合评价、工艺过程的最优化, 采场机械化最优选择和采场生产的组织保证等。

(3) 用平面有限元②分析检验采场尺寸、逐步回归求工艺效果的统一描述, 用专家评议法进行采矿方法各方案的技术比较, 用期望效用法研究经济效果的不确定性, 用期望值极大、极小中极大、极大中极大、悲观与乐观指标、反悔基准等构成的得益表提供五种决策基准, 为采矿方法的优化, 提供客观而有情意性的结论。

(4) 选用模糊数学中模糊度量和模糊关系方程, (文献[42])揭示采矿方法选择中的

① 引自云庆夏等《模糊数学在采矿方法选择中的应用》, 1986。

② 引自潘健《充填采矿法优化设计初探》, 1982。

某些内在规律,使选出的采矿方法更合理。用计算机程序在选择采矿方法的过程中,用相似优先比法初步选择采矿法;用模糊关系方程推测技术经济指标,对用价值表示的采矿方法经济效益指标、矿石和有用成分的实际损失指标、劳动生产率指标、采切工程量、矿块生产能力等多目标决策进行最终选择。

上述诸优化方法中,能部分或相当一部分运用电子计算机处理采矿方法选择中的某些工作,是非常有益的。它们有的简化了常规选择中的某些繁杂的计算,有的使选择比较工作中某些由经验、明智的判断,逐步富有科学性,由于采矿方法选择的影响因素很多,需要解决的问题又十分复杂,而它们之间的相互关联用某种数学模型又往往难以表征。仅以前述的采矿方法影响因素中的控制因素,否决因素和辅助性因素的各种状态排列组合,就可构成成千上万种状态,是一个复杂的大系统问题。整个采矿方法的优化,还需进行完善和研究。

4.5 国外采矿方法选择实例

Loussavaara铁矿是瑞典Kiruna矿区较小的一个矿山。矿体长200m,平均厚20m,倾角 $60^{\circ}\sim 65^{\circ}$,垂高115m,面积约4500m²。矿体上下盘为石英斑岩或正长斑岩,RQD值在75~95之间,矿岩比较稳固。矿体上部为过去用分段崩落法开采后的崩落岩块,矿石为磁铁矿。

为了在该地区寻求合理的采矿方法,该矿体分别由芬兰Outokumpu(奥托昆普)公司、瑞典Luleå大学和Kiruna铁矿对分段空场法、大直径深孔采矿法(即阶段矿房法)和分段崩落法等三种方法,进行了系统的技术经济比较。这三个方法分别用电子计算机计算了储量、绘制分段剖面图,配备了当前最先进的采掘设备,安排了采切工作和采掘进度计划,计算了投资成本,以及各种采矿方法获得同样精

各方案矿块及其结构参数表

表 2-4-12

项 目 名 称	阶 段 矿 房 法	分 段 空 场 法	分 段 崩 落 法
1. 矿块数 (个)	1 (4房2柱)	1 (4房2柱)	3~4条沿走向进路
2. 矿块长度 (m)	200	200	每条进路40~60
3. 矿块高度 (m)	115	115	115
4. 分段高度 (m)	—	30	15
5. 开拓采准工程 (m)	(系基建阶段)	(同左)	(同左)
其中: 斜坡道 (25~40m ²)	1170	1170	1190
其它井巷工程 (5~22m ²)	3585	4610	4225
6. 凿岩炮孔 (m)			
其中: 探矿	410	410	410
凿岩及测试孔	21700	21700	—
回采炮孔	87400	183000	265500
7. 装药系数 (kg/m ³)	1.2	1.2	0.9
8. 每次爆破量 (t)	13500	5000	1700
9. 回收率 (%)	100 (房) 75 (柱)	100 (房) 75 (柱)	75~85
10. 贫化率 (%)	3 (房) 20 (柱)	3 (房) 20 (柱)	15~25

各方案经济比较表 (百万瑞典克朗)

表 2-4-13

项 目	阶段矿房法	分段空场法	大直径深孔分段崩落法	传统分段崩落法
1 投资	3580	4150	3330	3330
2 成本	3710	3740	3910	4650
3 总开支(投资加成本)	7290	7890	7240	7980
4 总收入	8510	8750	7730	8580
5 总利润				
其中:考虑利息时	1220	860	490	600
不计利息时	2950	2450	1360	1670
6 总采出矿量 (10 ⁴ t)	158.5	170.3	171.4	215.5
7 可获精矿总量(10 ⁴ t)	120.0	123.6	107.4	120.3
8 要求能满足同样精矿 的能力 ($\times 10^4$ t/a)	60.9	62.1	81.2	91.3
(t/d)	2440	2480	3250	3600
9 与阶段矿房比的比例				
其中:投资 (%)	100	116	93	93
成本 (%)	100	100.8	105	125
利润 (%)	100	70.5	40.2	49.2

矿量所要求的矿山生产能力。三方案的矿块结构和主要技术经济指标见表 2-4-12, 技术经济比较表见表 2-4-13。

通过比较, 决定采用利润最高的阶段矿房法进行试验生产。实际采用的凿岩设备是一台由 Atlas Copco 公司特制的能凿 100m 孔深, 直径 165mm, 干式凿岩的 Promec M188 潜孔钻打眼的钻机。装矿采用 EST-8 电动铲运机装入 25t 卡车往 10% 坡度的斜坡道运往破碎站。试验阶段, 共有地下工人 50 人, 通过二年建设, 于 1983 年 1 月投入生产, 投产以后的 7 个多月, 平均日产量仅 500~1000t, 从 1983 年 8 月开始到 1985 年 5 月止, 产量一直保持在日产 3000t 左右, 坑内工人的劳动生产率 60t/d。

第五章 采矿准备与切割

责任编辑单位 兰州有色冶金设计研究院

参加编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 孙昌先 郭春林

5.1 采切工程划分及采准方法

5.1.1 采切工程划分

按冶金部(64)冶计字第5102号文《关于改变有色金属矿山切割与采准工程划分标准通知》原则,结合不同采矿方法情况,按下列二类进行划分:

(1) 采准工程,即为获得采准矿量[●],在开拓矿量的基础上,按不同采矿方法工艺的要求,所掘进的各类井巷工程。如在采场(或矿块)底部所开掘的沿脉和穿脉运输巷道;运输横巷、通风平巷;采场人行、设备材料、充填料、凿岩、通风、矿岩等专用天井;为开采平行矿脉作准备工作的阶段运输横巷(不包括干线运输巷道);耙矿巷道、格筛巷道、峒室、放矿小井;通往采场和主要运输平巷的安全出口等联络道;采用空场法的分段沿脉巷道;崩落法的沿脉巷道等井巷掘进工程。

(2) 切割工程,即为获得备采矿量[●],在开拓及采准矿量的基础上按采矿方法所规定,在回采作业之前所必需完成的井巷工程。其中包括采场切割天井(或上山)、切割平巷、拉底巷道、切割堑沟;放矿漏斗的漏斗颈;深孔凿岩硐室;空场法的分段穿脉巷道;分层和有底柱分段崩落的分层和分段穿脉巷道及无底柱分段崩落法的分段沿脉巷道;分层崩落法的贮矿巷道、贮矿小井等井巷掘进工程。切割工程施工方法和顺序详见本篇第6、7、8章各有关采矿方法部分。各类采矿方法采准及切割工程划分,详见表2-5-1。

5.1.2 采准方法分类

主要运输巷道一般属于开拓工程,但由于其靠近矿体部分的布置与采准关系极为密切,通常又把它划为主要采准巷道。

5.1.2.1 按主要采准巷道与矿体位置关系划分

- (1) 矿脉内采准;
- (2) 矿脉外采准;
- (3) 脉内、脉外联合采准。

上述采准工程不仅限于主要运输水平上的主要平巷和穿脉工程,还包括采区天井和斜坡道等其他许多垂直的或倾斜的井巷工程。

● 见第十五章第三节,三级矿量。

● 见第十五章第三节,三级矿量。

各种采矿方法采准及切割工程划分表

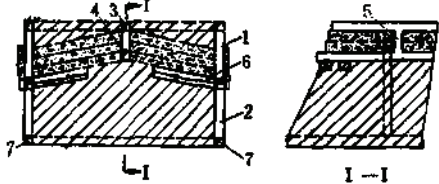
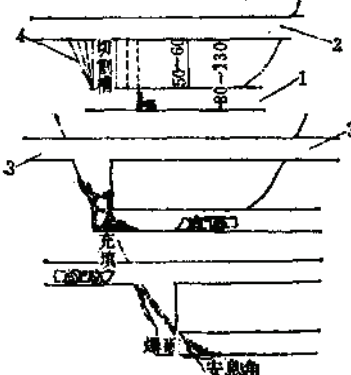
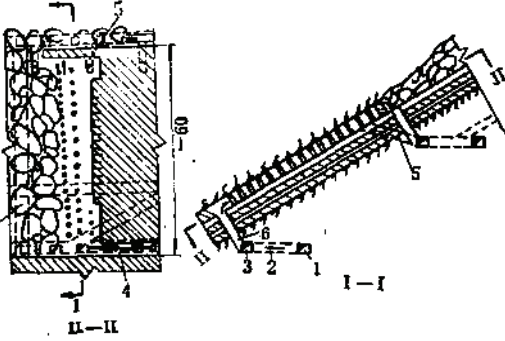
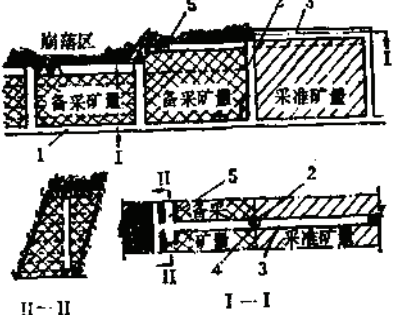
表 2-5-1

采矿方法		采矿方法示意图
全面采矿法	采准工程 1—阶段运输巷道 2—矿石溜子 3—天井(或上山) 切割工程 4—拉底平巷 5—切割上山	
留矿全面采矿法	采准工程 1—运输平巷 2—天井 3—天井联络道 4—矿石溜子 5—电耙硐室 切割工程 6—切割层	
浅孔留矿法	采准工程 1—阶段巷道 2—天井 3—天井联络道 切割工程 4—漏斗 5—切割层或切割巷道	
房柱法	采准工程 1—底盘运输巷道 2—上部底盘运输巷道 3—天井(或上山) 4—电耙硐室 5—耙矿井 6—联络道 切割工程 7—切割层或切割巷道	

续表

采矿方法		采矿方法示意图
分段空场法	采准工程 1—底盘沿脉运输巷道 2—天井 3—分段联络道 4—分段沿脉巷道 5—电耙巷道 6—电耙联络道 7—耙矿小井 切割工程 8—漏斗颈 9—拉底巷道 10—切割天井（切割槽） 11—顶柱凿岩硐室	
阶段空场法 (深孔留矿法)	采准工程 1—阶段运输巷道 2—天井 3—电耙道 4—耙矿井 切割工程 5—漏斗 6—凿岩硐室 7—切割槽及补偿空间	
上向分层充填法	采准工程 1—沿脉运输巷 2—天井 3—充填井 切割工程 4—放矿井 5—漏斗 6—切割巷道	
方框充填法	采准工程 1—沿脉运输巷道 2—天井 3—充填井 切割工程 4—放矿井 5—第一分条方框切割层	

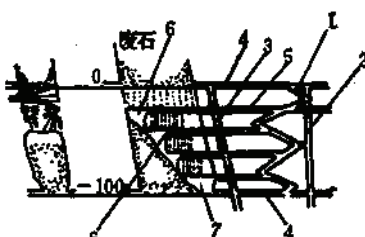
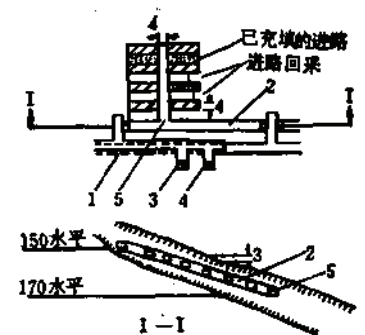
续表

采矿方法		采矿方法示意图
下向倾斜分层充填法	采准工程 1—人行天井 2—矿石溜井 3—穿脉充填道 4—第二层充填道 5—充填井 6—分层道 7—穿脉运输巷道	
分段充填法	采准工程 与分段空场法和无底柱分段崩落法相似 1—分段巷道(留岩) 2—上部分段巷道(充填用) 3—分段联络道 其他: 矿溜井斜坡道等 切割工程 4—切割槽(或切割天井)	
长壁崩落法	采准工程 1—运输平巷 2—联络道 3—装矿平巷 切割工程 4—切割平巷 5—安全出口(兼风巷) 6—溜子 7—切割天井	
分层崩落法 (无贮矿巷道)	采准工程 1—沿脉阶段运输巷道 2—耙矿井(天井) 3—第一分层沿脉巷道 切割工程 4—第二分层沿脉巷道 5—切割穿脉	

续表

采矿方法	采矿方法示意图
分层崩落法 (有贮矿巷道) 采准工程 1—阶段运输巷道 2—阶段穿脉巷道 3—采场脉外天井 4—矿石溜井 5—分段贮矿平巷 6—联络道 切割工程 7—分层平巷 8—小溜子 9—回采进路(切割穿脉)	
有底柱分段崩落法 采准工程 1—底盘运输巷道 2—人行天井 3—放矿井 4—分段沿脉巷道 5—分段穿脉巷道 切割工程 6—漏斗 7—切割穿脉 其他: 切割天井并切割槽等	
无底柱分段崩落法 采准工程 1—人行天井、设备井 2—矿石溜井 3—分段沿脉巷道 4—阶段运输巷道 5—切割平巷 6—切割天井或切割槽 7—回采进路(分段凿岩巷道) 8—联络道(通矿石溜井) 9—通人行井联络道 切割工程 其他: 为形成初始覆盖层而开掘的一次放顶工程	

续表

采矿方法		采矿方法示意图
分段空场充填法 (脉外采准斜坡道)	采准工程 1—斜坡道 2—充填井 3—矿石溜井 4—阶段运输平巷 5—分段联络道 切割工程 6—分段围岩巷道 7—底部补偿空间	
下向分层充填法 (脉内采准斜坡道)	采准工程 1—主要运输平巷 2—脉内采准斜坡道 3—废石溜井 4—矿石溜井 切割工程 5—分层平巷	

5.1.2.2 按主要采准巷道内通行的装载运输设备分类

(1) 有轨采准, 系指采用轨道式装岩机装矿或轨道式自行矿车运搬、电机车牵引(或人推)轨轮式矿车运输的常规设备的采准方法。

(2) 无轨采准, 系指采用无轨自行设备(如轮胎式装运机、铲运机、坑内自卸汽车、电铲、推土机等)完成矿石的装、运、卸和主要运输作业的新型设备的采准方法。

(3) 有轨与无轨联合采准, 国内外一些矿山大力推广无轨铲运机出矿。出现了有轨与无轨并存的采准系统, 称有轨与无轨联合采准。

5.2 主要采准巷道的布置

5.2.1 阶段平巷

阶段平巷通常与阶段运输巷道相结合, 按采矿方法工艺特点进行布置, 详见第三章第十三节阶段平面设计。

5.2.2 采准天井

天井的布置, 按照它与矿体的关系划分, 有脉内和脉外。诸种形式布置见图 2-5-1。

脉内天井, 按其回采空间的联系方式划分, 一般又有四种, 如图 2-5-2 所示: *a*, 天井在间柱内, 通过天井联络道与矿房连通; *b*, 天井在矿块中央, 随着回采工作面向上推

进而逐渐消失；为了保持工作面与下部的阶段运输水平的联系通路，需另外架设板台或梯子；c、d，天井在矿体中央或两侧，它随着回采工作面向上推进而逐渐消失，在它原有空间位置上从采场废石充填料中或矿石中，用混凝土垛盘或横撑支柱逐渐地架设并形成一条人工顺路天井，借以保持工作面与下部阶段运输水平的联络。

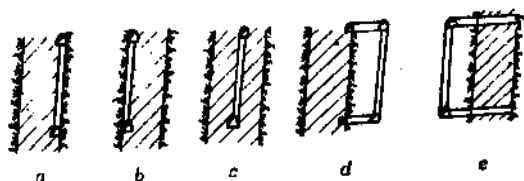


图 2-5-1 天井布置示意图

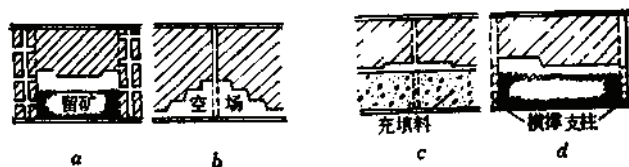


图 2-5-2 脉内天井与回采空间的联系方式

天井的布置通常应满足下列要求：

- (1) 保证使用安全，与回采工作面联系方便；
- (2) 具有良好的通风条件；
- (3) 便于矿石下放和人员、材料、设备进入工作面，有利于其它采切巷道的施工；
- (4) 巷道工程量小，维修费用低；
- (5) 有利于探采结合，与所用的采矿方法相适应。

天井断面大小与是否分格，随其用途不同而异。除专用天井不分格外，一般采区天井均分为 2~3 格。在分格天井中，用于人行和通风的一格，其断面要根据梯子的布置情况和风量大小而确定。《冶金矿山安全规程》规定，梯子倾角不大于 80° ；上下两梯子平台间距不大于 6m；上下平台的梯子孔要错开布置，梯子孔长不小于 0.7m，宽不小于 0.6m；梯子上端要高出平台 1m，下端距井壁不小于 0.6m。人行格与放矿格、材料格要用木板或其它坚固材料隔开，上口设置盖板。天井不能直接开掘在运输巷道的顶底板上，要掘在巷道一侧的壁龛内，一般壁龛深 1.5~2.5m。

天井在采切工程中所占比重很大，一般为 40~50%。目前，天井的掘进方法有四种：吊罐法、爬罐法、深孔分段爆破法和钻进法。它们各自的特点及适用范围见表 2-5-2。

5.2.3 采区溜井

在一个阶段之内，用来为一个采区或一个盘区服务的采区溜井，属于采准工程。

采区溜井与所用采矿方法的关系十分密切，各种分层、分段崩落法和充填法，一般均需设置采区溜井。

采区溜井的布置，也有脉内脉外之分。为避免“压矿”，一般多布置在下盘脉外。只有当下盘岩石不稳固而矿石或上盘围岩稳固时，才布置在矿体中或上盘脉外。当矿体极厚时，为减少矿石运搬距离，也可采用脉内布置。

采区溜井的间距，直接与使用的采矿方法和采场出矿设备有关。当采场用气动装运

几种天井掘进方法的适用范围

表 2-5-2

方法名称	适用范围						特 点
	断面规格	形 状	倾 斜	高 度	岩 性	其 他	
爬罐法	(2.0~2.3) × (2.0~2.3) m 或更大	方形、圆形	45°~90° 各种角度	45~200 m, 甚至更高	中硬或硬岩, 能将导轨可靠地固定于井壁。	天井上部不一定要有通道, 可开凿盲天井。	1. 高井作业不甚安全; 2. 导向孔有助于提高爆破效率, 缩短工作面通风时间; 3. 效率较高, 成本低。
吊罐法	直径1.5~2.0 m	视吊罐工作台的形状而异, 圆形、方形均可。	近乎垂直 (85°以上)	30~100 m, 取决于超前孔的偏差	必要时可支护, 某些软岩、硬岩均可	天井的上、下都要有通道	1. 作业安全; 2. 如爆破方法得当, 可增加循环进尺, 取得高掘进效率; 3. 成本低; 4. 要有熟练的操作技术。
深孔分段爆破掘进法	与爆破方法有关, 一般不受限制。	圆形、方形。	取决于钻机性能, 60°以上为宜。	最高50 m, 一般以30~35 m为宜, 取决于钻孔偏差。	致密的中硬和硬岩。	同上	1. 作业安全; 2. 如爆破方法得当, 可增加循环进尺, 取得高掘进效率; 3. 成本低; 4. 要有熟练的操作技术。
天井钻进法	直径1.2~2.4 m, 最大已达3.6 m。	圆 形	0~90°, 60°以上为宜	45~300 m, 最高可达600 m, 取决于钻机性能和成本, 以200 m以内为宜。	可用于抗压强度350 MPa的硬岩石	同上	1. 作业安全; 2. 井壁不因爆破而松裂, 壁面光滑利于通风; 3. 掘进效率高; 4. 成本较高, 但有的已接近或低于爬罐掘进法。

机出矿时, 采区溜井的间距一般为50m左右; 当使用铲运机出矿时, 其间距可达150~300m。

采区溜井的位置, 一般应满足下列条件:

- (1) 溜井穿过的矿岩应坚硬 ($f > 6$), 稳固、整体性好, 应尽量避免断层、破碎带、折皱、溶洞及节理裂隙发育地带;
- (2) 对于粘性大的矿石, 最好不使用溜井放矿, 若必须采用溜井时, 应适当加大溜井断面;
- (3) 当溜放的矿石成品有块度要求时, 为避免粉矿增多, 溜井需采取贮矿措施;
- (4) 采区溜井应尽量布置在阶段穿脉巷道之中, 以减少装卸矿石对运输的干扰和粉尘对空气的污染。

采区溜井应尽量采用垂直的, 若必须采用倾斜溜井时, 其溜矿段之倾角应大于矿岩的自然安息角, 一般不小于55°。如设贮矿段, 则贮矿段的倾角应大于或等于所溜放矿岩的粉尘堆积角, 通常要大于65°~70°。溜井的分枝斜溜道, 由于不作贮矿用, 且长度不大, 其溜道底板的倾角可在50°~55°之间。

由于采区生产能力有限, 而溜井的溜放能力很大, 一般采区溜井均不设备用。

采区溜井的断面形状有: 方形、圆形和矩形。圆形断面具有稳固性好、受力均匀、断

面利用率高、冲击磨损较小等优点，垂直采区溜井最好为圆形。倾斜溜井及分枝溜井，除上述三种形状外，拱形断面使用的也较多。

采区溜井的断面尺寸可按表 2-5-3 选取。

采区溜井的断面尺寸

表 2-5-3

溜放矿岩的最大块度 l (mm)	溜井的通过系数 n	溜井的最小直径或最小边长 $D=nl$ (mm)
>800	$>4\sim5$	>3500
$500\sim800$	$>4\sim5$	$>2500\sim3000$
$300\sim500$	$>4\sim6$	$>2000\sim2500$
<300	$>4\sim7$	$>1500\sim2000$

5.3 采准方法的选择

5.3.1 影响采准方法选择的主要因素

- (1) 矿体及上下盘围岩的稳固性；
- (2) 矿体的厚度及倾角；
- (3) 选用的开拓运输方案及采矿方法；
- (4) 阶段运输能力及矿块生产能力；
- (5) 矿床的涌水、发火、放射性情况；
- (6) 矿床的分枝、多脉等产出情况；
- (7) 矿床的研究程度及生产探矿的手段和网度；
- (8) 井下通风的要求等。

5.3.2 一般要求

设计选用的采准方法应满足下列要求：

- (1) 保证人员、材料、设备进入工作面的安全与方便，一个采区内至少有两个安全出口；
- (2) 保证矿石的运搬、装车 and 运输方便，并具有与阶段运输量相适应的生产能力；
- (3) 保证采区整个回采过程中具有良好的通风条件，当采准巷道兼作下阶段回风时，必须使其在使用年限内不受破坏，经常进行二次破碎作业地点，应有独立风流，并且防止污风串联；
- (4) 采准系统与矿块底部结构应简单，施工方便，采准工程量小，维护费用最省；
- (5) 矿柱矿量小，并且损失与贫化最低；
- (6) 能及时排出矿床中的涌水；
- (7) 探采结合合理。

5.4 无轨采准

5.4.1 无轨采准系统的布置

无轨采准系统,是指采用无轨自行设备回采出矿的矿山,为适应采矿方法的要求,在矿床开拓的基础上,所掘进的一系列无轨采准切割工程。

无轨采准工程主要有两种:无轨采准平巷和采准斜坡道。但用来为无轨采矿服务的各种垂直井巷工程(如溜井)和硐室(如检修硐室),也属于无轨采准系统的工程。

无轨采准平巷,一般包括阶段平巷、分段平巷、分层平巷及其与采场、溜井和斜坡道之间的各种联络平巷。

无轨采准斜坡道,是指专门用于采场(一个采场或一组采场)服务的,阶段与阶段、阶段与分段、分段与分段或它们与采矿场之间相互联系的各种斜坡道及其斜坡联络道。为了便于对开拓斜坡道和采准斜坡道的区分,通常将采准斜坡道称之为辅助斜坡道。

5.4.1.1 斜坡道的布置形式

斜坡道各种布置形式的优缺点详见第三章第七节。

按采准斜坡道与矿体的相对关系,一般有以下盘、上盘、端部和脉内斜坡道。

1. 下盘斜坡道

此种布置广泛用于采用崩落法、充填法、分段法等采矿方法开采的倾斜、急倾斜的各种厚度的矿体。图2-5-3是凡口铅锌矿机械化胶结充填法采区斜坡道下盘布置的实例。

2. 上盘斜坡道

主要取决于围岩条件,一般在下盘围岩不稳固而上盘围岩稳固的矿山使用。图2-5-4是日本神冈矿在分段采矿法与矿块崩落法联合应用时的上盘斜坡道布置实例。

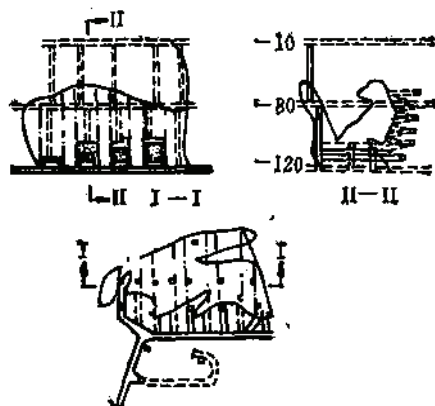


图 2-5-3 下盘斜坡道布置实例

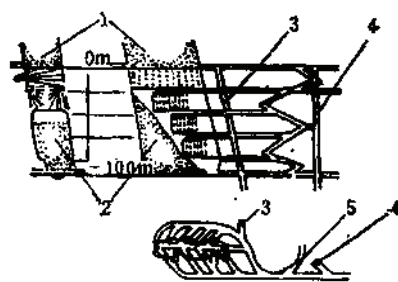


图 2-5-4 上盘斜坡道布置实例
1—废石; 2—崩落矿石; 3—溜矿井; 4—充填井; 5—上盘斜坡道

3. 端部斜坡道

这种布置用于走向长度不大的矿体。图2-5-5是奥密特斯矿的斜坡道布置实例。该矿除应用了沿走向的二条胶带输送机斜井之外,还在第8至第18分段间(分段间垂距25m),

矿体两端尽头，布置了联系各分段平巷的端部折返式斜坡道。

4. 矿体内斜坡道

这种布置与矿体倾角和使用的采矿方法关系密切。图2-5-6是苏联阿奇赛多金属公司用房柱法开采倾斜矿体时的矿体内斜坡道布置方案。对急倾斜矿体当用充填法开采时，斜坡道也可直接布置在充填体上。

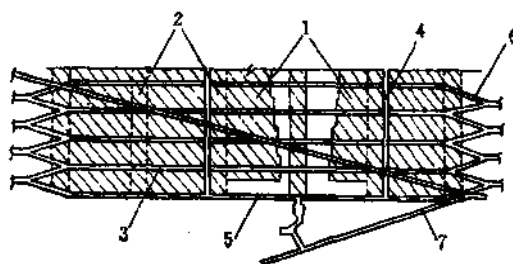


图 2-5-5 端部折返式斜坡道布置实例

1—矿房；2—矿柱；3—分段巷道；4—天井；5—装矿点；6—端部斜坡道；7—胶带输送机斜井

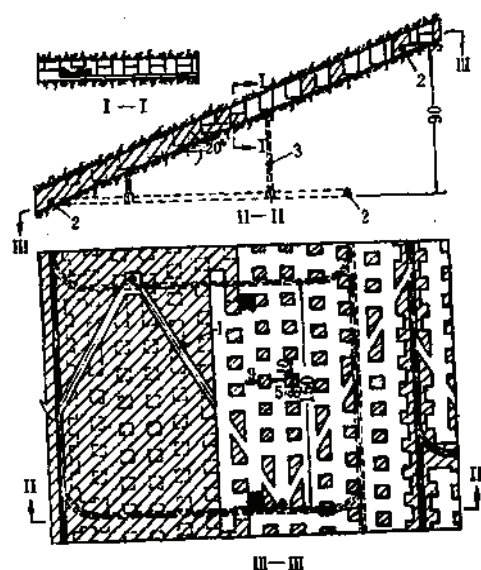


图 2-5-6 用房柱法开采时的矿体内斜坡道布置实例

1—斜坡道；2—阶段运输巷道；3—采场溜井

5.4.1.2 影响采准斜坡道形式选择的主要因素

- (1) 矿床的埋藏要素和形状；
- (2) 矿石和围岩的稳固程度；
- (3) 开拓巷道的位置和采矿方法；
- (4) 采准斜坡道的用途和使用年限；
- (5) 开掘工程量（本身的、辅助的及其联络工程）的大小；
- (6) 通风条件；
- (7) 采矿方法对斜坡道开口位置的要求等。

一般来说，折返式优点较多，使用较广，但如能解决施工困难，则螺旋式斜坡道有可能节省总掘进量的25%左右。斜坡道多布置在矿体的下盘，有利于矿块之间的联系，但如具备端部侧翼布置的条件，则端部布置具有工程量省，联络方便的优点。

5.4.1.3 无轨采准采场联络巷道的布置

1. 采场（或盘区）斜坡联络道

无轨采准采场斜坡联络道，按其水平位置划分，一般有两种布置形式：矿体底部斜坡联络道和分段斜坡联络道。前者，在我国有轨改造矿山使用的较多，主要用于阶段出矿的一些采矿方法。图2-5-7是寿王坟铜矿采用这种布置的一种实例。后者，多用于高强度出矿的一些无轨矿山，采用分段或分层采矿的各种采矿方法。图2-5-8是凡口铅锌矿采用胶结充填采矿法分段斜坡联络道的一种具体布置。

2. 采场联络平巷

在阶段或分段水平上，各采场之间用联络平巷贯通，联络平巷一般布置在矿体下盘脉外，并且与矿体下盘的围岩接触面保持一定距离，当装矿巷道直接与联络平巷相连，并且

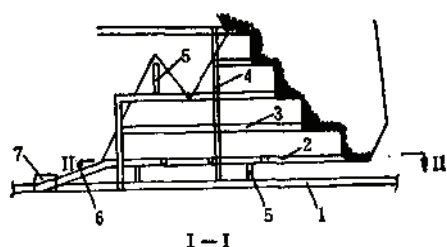


图 2-5-7 阶段水平与矿块底部出矿水平间的斜坡
联络道布置实例

1—阶段运输巷道；2—出矿巷道；3—凿岩巷道；4—人行天井；5—溜井；6—斜坡联络道；7—检修硐室；8—回风井；
9—主回风巷；10—回风横巷

是垂直布置时，则该距离不得小于最小装矿长度，即：装矿设备的长度、崩落矿石占有长度和装矿设备装矿时必须的前后活动最小距离的三者之和。在一般条件下，根据矿岩稳固性和无轨出矿设备的规格，该距离可在8~15m范围内选取。

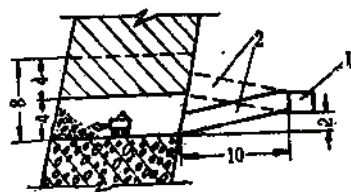


图 2-5-8 胶结充填采矿法分段斜坡联络
道布置实例

1—分段联络平巷；2—斜坡联络道

3. 无轨分段平巷间距（高度）的选定

1) 设计时通常要考虑的主要因素

- (1) 分层回采后采场实际回采高度的控制和测量技术水平；
- (2) 采场掘进及回采机械化程度；
- (3) 矿体及围岩的稳固性；
- (4) 井巷工程量的多少；
- (5) 联络道上掘时，充填料浆和泥水的控制和管理水平。

2) 工程量比较

需进行分段平巷间距不同时各方案的工程量比较，这些工程主要有：

- (1) 分段平巷工程；
- (2) 斜坡道至分段平巷的联络道；
- (3) 脉外采准时的分枝溜井量；
- (4) 分段平巷至矿体的采场斜坡联络道及其回采扇形面积的工程量。

这些工程彼此间有相互制约的关系，分段巷间距高度大了，平巷及联络道分枝、溜井工程可减少，但是分段平巷距矿体的水平距离将增长，采场联络道及其回采扇形面积也相应增加，见示意图2-5-9。

如一个120m阶段高度的倾角为30°的采场，当分段平巷间距为24m时，共有5条分段平巷，5个分枝溜井及联络道；而分段平巷至矿体的距离至少在60m以上。当段高为15m时，则需8个分段平巷及其相关工程，而分段巷道至矿体水平距离仅为37.5m，扇形面积将较前者变小。

现就分段高为15m、18m、21m……至45m（即6、7、8……15个回采分层）的分段高

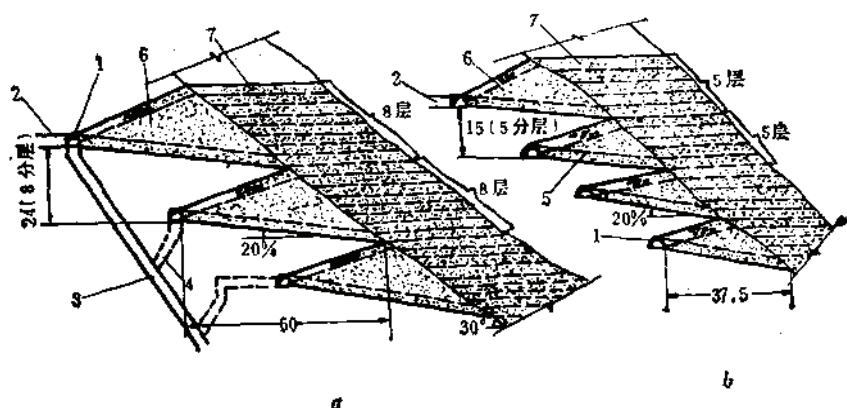


图 2-5-9 某矿无轨分段平巷距离比较图

a—分段高24m采场布置尺寸；b—分段高15m采场布置尺寸；

1—分段平巷，2—斜坡道至分段平巷联络道，3—溜井，4—分枝溜井，5—采场联络道，6—扇形体（面积），7—回采分层

度比较，见图2-5-10（30°倾角的矿体，分层高度3m）。

从上图工程量比较说明，分段高度以7~10个分层（即20~30m）设置一个分段平巷较合适。如加拿大的Strathcona 镍矿某些矿块的无轨分段平巷间距（高度）达36m，可服务12个回采分层。三山岛金矿设计时，考虑到国内矿山无轨开采经验不丰富、技术及管理水平较低，底盘扇形掘进量过大等因素，设计上采用5个回采分层设一分段平巷，分段间距为15m。

4. 采场溜井的布置

无轨采准时的采场溜井的型式与有轨采准时完全相同，只是由于无轨自行设备的经济运搬距离加大，采场溜井的间距随之变长，当一个盘区由1~3个采场组成时，溜井在沿矿体走向方向上的间距可达150~300m。

5. 无轨采准巷道的通风

对采用柴油驱动的无轨自行设备运行的采准巷道，都必须进行通风计算，对设备通过频繁的采准巷道，要开掘专用通风巷道来保证独立的新鲜风流和足够的风量。风速要求，必要时，可采用机械强制通风措施。无轨巷道通风计算见第十六章矿井通风防尘。

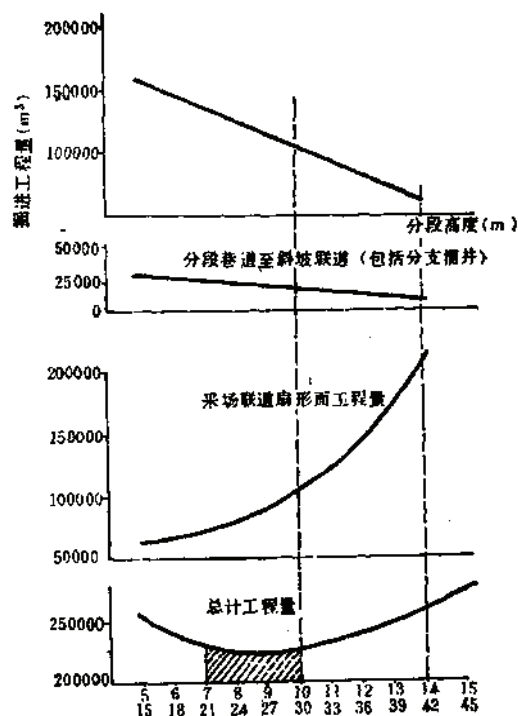


图 2-5-10 某矿无轨分段平巷间距（高度）、回采分层及采准掘进工程量关系图●

● 指某矿矿块高240m时，矿块的全部无轨采准工程量。

5.4.2 无轨采准系统的主要技术标准

无轨采准巷道的断面布置、形状和断面尺寸的确定方法及有关设计技术标准见第三章第七节无轨斜坡道开拓。

国内部分无轨设备矿山辅助斜坡道断面及坡度见表2-5-4。

5.5 矿块底部结构

5.5.1 矿块底部结构类型

设有底部结构的矿块，其下部由受矿巷道、二次破碎巷道与放矿巷道所组成。它的工程量约占采切总工程量的50%左右，而且施工条件复杂，设计中应予以充分重视。

矿块底部结构的类型很多，按矿石的运搬形式，可分为四种，见表2-5-5。

5.5.2 自重放矿底部结构

这种底部结构可分为有格筛漏斗和无格筛漏斗两种形式。

5.5.2.1 有格筛漏斗自重放矿底部结构

如图2-5-11所示，它的特点是崩落的矿石借重力经漏斗到达二次破碎水平的格筛上，合格的块度经格筛进入漏斗颈，通过闸门装车；不合格的大块矿石直接在筛面上进行二次破碎，也可移到格筛巷道内破碎。在运输水平与格筛水平之间设有人行小井，以便通行。

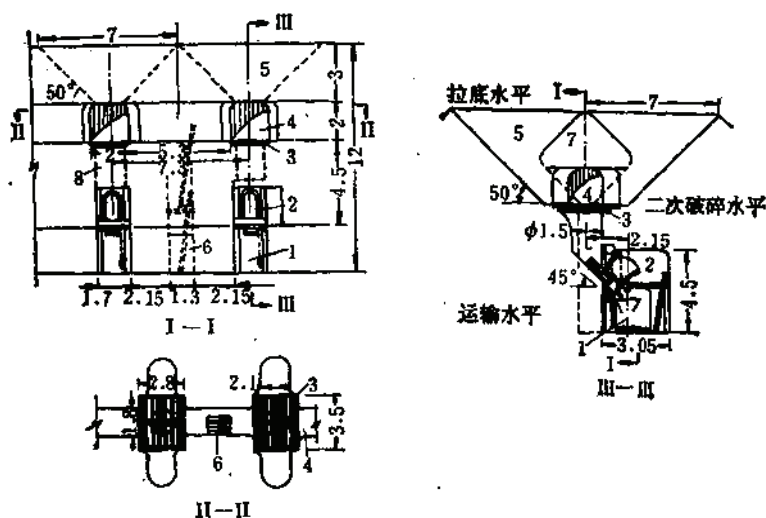


图 2-5-11 双侧格筛巷道底部结构

1—运输巷道；2—漏斗闸门；3—格筛；4—二次破碎水平的格筛巷道；5—受矿喇叭口；6—人行联络小井；7—桃形矿柱；8—漏斗颈

格筛巷道有单侧（平底受矿时如图2-5-12）和双侧（漏斗受矿时如图2-5-11）两种布置形式。单侧布置用于矿体厚度不大或矿石稳固性不十分好的矿体。

国内某些采用无轨设备矿山辅助斜坡道断面、坡度和铺路材料表

表 2-5-4

序号	矿山名称	矿石类型及采用的采矿方法	铲运机型号及外形尺寸	盘区(辅助)斜坡道		采场出矿巷道		曲线半径 (m)	铺路材料
				断面 (m ²)	坡度 (%)	断面 (m ²)	坡度 (%)		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	寿王坟铜矿	矿石以黄铜矿为主, $f=10\sim16$ 采用 高壁无底柱分段崩落法, 进路出矿的 有底柱或无底柱空场法。铲运平均运 距60 m	LK—1型2.0m ³ 8750×2200×1800 TORO—100DH型1.3m ³ 5500×1800×1425	5×4	14	4.5×3 4×3	25	15	自然岩石路面
2	符山铁矿	矿石以磁铁矿为主, $f=3\sim10$, 采用 无底柱分段崩落法, 铲运平均运距80m。	LK—1型2.0m ³ 8750×2200×1800	4.2×3.2	19	4×3		10	水泥路面
3	大厂矿务局 铜坑锡矿	矿石以锡矿为主, 采用无底柱分段崩 落法和连续分条机械化胶结充填法, 铲 运平均运距50~100m	LF—4.1型2.0m ³ 6772×1684×1659 CT—6000型3.60m ³ 8810×2500×2000	12.16	15			10~15	自然岩石路面
4	中条山有色金属 公司比子沟铜矿	细脉浸染似层状铜矿床, $f=8\sim12$, 采 用无底柱分段崩落法, 铲运平均运距70m	LK—1型2.0m ³ 8750×2200×1800	4×3	10~12	4×3.5		进路及联 络道5	水泥路面
5	丰山铜矿	矿石为含铜砂卡岩, $f=6\sim8$, 采用无 底柱分段崩落法, 铲运平均运距65m	LK—1型2.0m ³ 8750×2200×1800	3.2×4.2	14~17	4×3.2		回采巷道 6	

续表

序号	矿山名称	矿石类型及采用的采矿方法	铲运机型号及外形尺寸	盘区(辅助)斜道		采场出矿巷道		曲线半径 (m)	铺路材料
				断面 (m ²)	坡度 (%)	断面 (m ²)	坡度 (%)		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
6	金厂峪金矿	采用浅孔留矿及分段空场法, 铲运平均运距30~100m	EHST—1A型0.76m ³ 5510×1220×1550			2.8×2.8			路面铺设碎石
7	尖林山铁矿	矿石为磁铁矿和菱铁矿, 采用无底柱分段崩落法, 铲运平均运距75m	ZLD—40型2.0m ³ 7800×2100×1700 LK—1型2.0m ³ 8750×2200×1800			3.2×3 4×3		出矿巷道8	铺有200mm厚混凝土
8	凡口铅锌矿	矿石为黄铁铅锌矿, f=8~12, 采用盘区机械化水平分层充填法和VCR法, 铲运平均运距45m	TORO—100DH型1.3m ³ 5500×1800×1425 LF—4.1型2.0m ³ 6772×1684×1659 CT—1500型0.83m ³ 5500×1240×1800	2.8×2 3.4×3.0	20~23 25	2.8×2.6	20		回采巷道为自然碎石路面
9	小寺沟钨矿	矿石以黄铜矿、辉钨矿为主, f=8~12, 采用分段法、分段崩落留矿法。铲运平均运距75~100m	LK—1型2.0m ³ 8750×2200×1800	4×5	10~15	3×4		辅助斜道30	斜坡道铺设碎石

矿块底部结构分类

表 2-5-5

序号	底部结构类型	底部结构特征		
		运搬巷道运搬方式	二次破碎巷道	受矿巷道形式
1	自重放矿闸门装车底部结构	矿石自重溜放	1.有格筛硐室 2.无格筛硐室	漏斗式
2	电耙耙矿底部结构	电耙耙矿	电耙道	1.漏斗式 2.蟹沟式 3.平底式
3	装载设备出矿底部结构	1.装岩机装矿——矿车或自行矿车运搬 2.振动放矿——运输机运搬	1.装矿巷道 2.放矿口或专用硐室	1.漏斗式 2.蟹沟式 3.平底式
4	自行设备出矿底部结构	铲运机或装载机装、运、卸	装矿巷道	1.蟹沟式 2.平底式

注：上述各种底部结构，又都可以做成人工假底底部结构。人工假底的材料有木质、混凝土和金属支架式等。

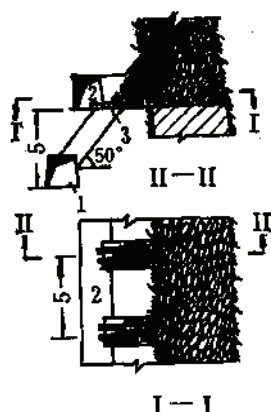


图 2-5-12 单侧格筛巷道(无漏斗)底部结构
1—运输巷道；2—格筛巷道；3—格筛

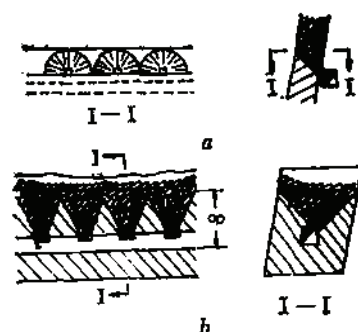


图 2-5-13 无格筛漏斗自重放矿的底部结构
a—脉外；b—脉内

漏斗中心距一般为5~7m，它决定着每个喇叭口的受矿面积。房式采矿法每个喇叭口的受矿面积为30~50m²，喇叭口斜面倾角为45°~55°；崩落采矿法的受矿面积为20~40m²，斜面倾角为60°~70°。喇叭口有圆形与方形两种。漏斗颈应大于矿石最大块度的2.5~3倍。格筛斜向二次破碎巷道有2°~3°坡度，从漏斗溜出的矿石堆不应超过格筛总面积的三分之二。

这种底部结构的底柱高度一般为12~14m，其中从运输水平到二次破碎水平为6~8m，从二次破碎水平到拉底水平为6m左右。底柱的矿量约占整矿块矿量的20~25%。

该底部结构的优点是：放矿能力大，出矿成本低，且容易控制漏斗的放矿量，因而对要求均匀放矿的崩落法降低损失贫化有利。但由于采准工程量大，底柱矿量多，放矿劳动条件恶劣及降低了底柱的稳固性等严重缺点，目前在国内外矿山已很少应用。

5.5.2.2 无格筛漏斗自重放矿底部结构

这种底部结构的特征是：采下的矿石借自重经放矿漏斗及闸门直接装入运输平巷的矿车中，少量大块在漏斗闸门内破碎。底柱高度一般为5~8m，漏斗间距4~10m，它常用于

开采较薄矿脉时的浅孔落矿方法。它的优点：结构简单，无需运搬设备，底柱矿量少。缺点：放矿能力低，处理大块时易将闸门崩坏，维修工作量大，放矿条件较差，见图2-5-13。

5.5.2.3 人工假底自重放矿底部结构

比较常用的人工假底主要有两种：人工木质假底和人工混凝土假底。

1. 人工木质假底自重放矿底部结构

这种底部结构，用坑木支护巷道和架设漏斗与闸门，代替矿石底柱，从而提高了矿石回收率，并简化了回采工艺。但它只适用于倾斜、急倾斜的厚度在2.5m以下的薄矿脉，并要求矿石与围岩均稳固。这种底部结构在我国盛产木材的中南地区有色金属矿山（钨锡矿床）采用留矿法采矿时经常使用。

按木质假底的形状分类，基本上有以下四种：

- (1) 封闭式翼状假底（图2-5-14）；
- (2) 非封闭式翼状假底（图2-5-15）；
- (3) 平底式假底（图2-5-16）；
- (4) 有二次破碎水平层的假底（图2-5-17）。

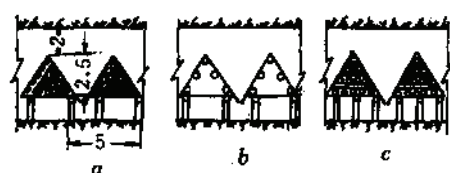


图 2-5-14 封闭式翼状假底

a—三角体用废石充填假底；b—三角体空心假底；c—三角体坑木垛积假底



图 2-5-15 非封闭式翼状假底

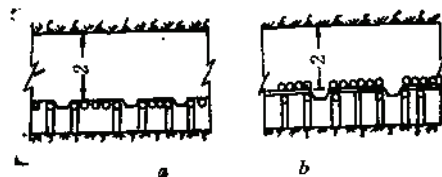


图 2-5-16 平底式假底

a—密集横撑式；b—抬梁式

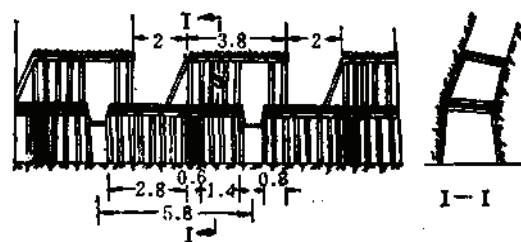


图 2-5-17 有二次破碎水平层的假底

2. 人工混凝土假底自重放矿底部结构

在开采品位和价值较高的矿石时，为了提高整个矿石的回收率，减少顶底柱的损失和贫化，可采用抗压强度为5~8MPa的混凝土人工假底底部结构。它常在充填采矿法中使用（图2-5-18、图2-5-19），有时也用于浅孔留矿采矿法（图2-5-20）。

5.5.3 电耙耙矿底部结构

电耙耙矿将运搬与装联合一，设备简单，电耙绞车又远离二次破碎地点。它同运输机

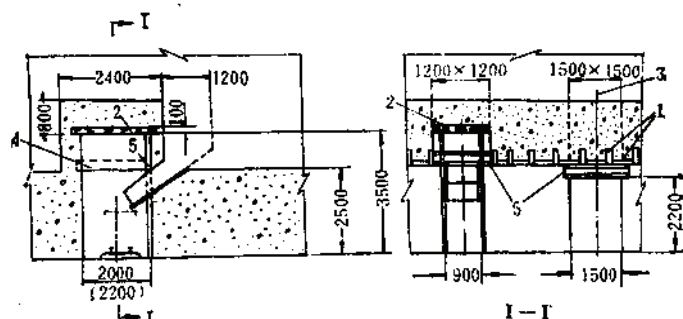


图 2-5-18 凡口铅锌矿混凝土假顶的底部结构

1—随充填体形成的矿漏斗；2—木板；3—人行提升顺路天井；4—钢筋混凝土预制板；5—钢梁

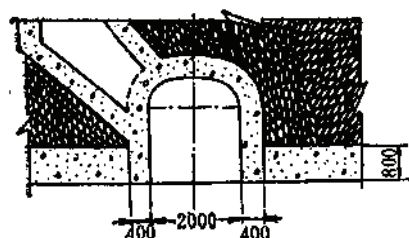


图 2-5-19 充填料作假顶的混凝土底部结构

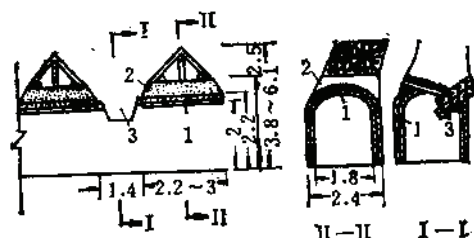


图 2-5-20 平巷顶板浇灌混凝土的底部结构

1—钢筋混凝土；2—混凝土；3—漏口闸门

相比，移动和安装费用小，同格筛巷道底部结构相比，采切工作量小，作业条件好。因此，电耙耙矿底部结构在国内至今使用广泛，国外也有一部分矿山仍然使用。它的主要缺点：放矿能力较小，各漏斗口放矿计量困难。所以，有的矿山将振动放矿机装入放矿口，与之联合使用。

电耙耙矿底部结构的种类很多，一般按受矿结构不同分为三类：

5.5.3.1 漏斗放矿电耙耙矿的底部结构

按漏斗排数及其与电耙巷道的位置关系，又可分为单侧漏斗布置和双侧漏斗布置（图 2-5-21 及图 2-5-22）。

在双侧漏斗布置中，又有对称（图 2-5-22 a）和交错（图 2-5-21，图 2-5-22 b）两种。一般交错布置漏斗的放矿口分布均匀，对底部结构破坏较小，但当采用木材或金属支架维护电耙道时却不宜采用。

5.5.3.2 蟹沟放矿电耙耙矿的底部结构

这种结构的受矿部分在沿电耙道方向是一条连续的蟹沟，用放矿口与电耙道相连。蟹沟放矿口可布置在电耙道的一侧（图 2-5-23）或双侧（图 2-5-24）。为了减少漏斗的堵塞事故，应尽量采用短颈蟹沟结构（图 2-5-23），即拉底巷道在电耙道顶板的侧上方或直接与电耙道在同一水平，但此时要求矿石稳固性强。

蟹沟结构与漏斗结构比较有下列优点：

（1）开凿蟹沟同矿块拉底一次进行，简化了工艺结构；

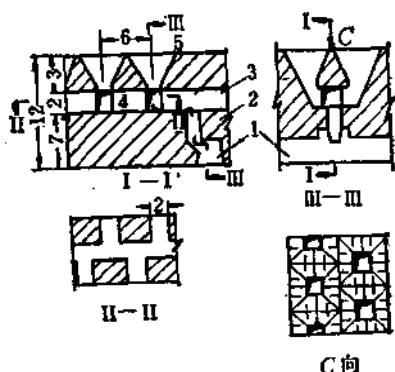


图 2-5-21 漏斗放矿电耙矿底部结构
1—运输平巷；2—乘矿小井；3—电耙巷道；4—漏斗穿；
5—漏斗

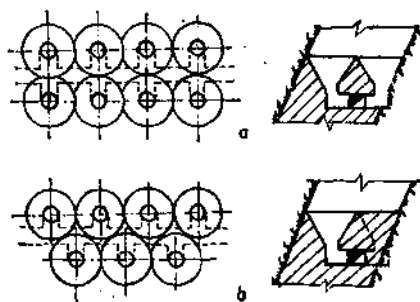


图 2-5-22 漏斗布置形式
a—对称布置；b—交错布置

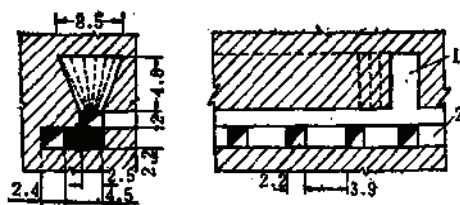


图 2-5-23 短颈型沟底部结构
1—切割槽；2—电耙巷道；

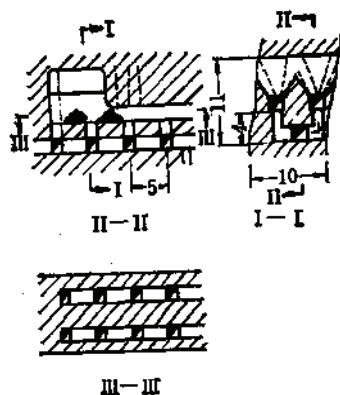


图 2-5-24 V型型沟受矿双侧对称电耙巷道
底部结构

(2) 开凿型沟可用中深孔，提高了劳动效率；

(3) 放矿口尺寸较大，减少堵塞事故。

但是，它只适用于矿石较稳固的条件。

5.5.3.3 平底的电耙矿底部结构

这种底部结构的特点是拉底水平和电耙道在同一水平，采下的矿石在拉底水平上形成三角矿堆，上面的矿石借自重经放矿口滴到电耙道中（图2-5-25）。在矿石极稳固时，放矿石也可双侧布置或单侧布置。

平底结构具有很多优点：简化了底部结构，减少了采准工作量，提高了劳动效率，改善了劳动条件，减少了底柱矿量。它的缺点是底柱上的三角矿堆不能及时回收，且相应增加了该部分矿石的损失与贫化。

5.5.3.4 电耙矿底部结构的参数

1. 受矿高度

喇叭口受矿时，一般为5~7m，蜇沟受矿时，一般为10~11m。

2. 斗穿间距

一般为5~7m。

3. 受矿坡面角

采用房式采矿法时，一般为 $45^{\circ} \sim 55^{\circ}$ ；

采用崩落采矿法时，一般为 $60^{\circ} \sim 70^{\circ}$ 。

4. 斗颈轴线与耙矿巷道中心线间距离

该距离直接影响到桃形矿柱的稳固性，耙矿巷道内矿堆的高度及耙矿效率等，一般为2.5~4m。

该距离取决于下列因素：

(1) 松散矿石的自然安息角：在其它条件不变时，自然安息角（矿石多为 $38^{\circ} \sim 45^{\circ}$ ）越大，该尺寸越小；

(2) 所要求的矿堆宽度：在其它条件不变时，矿堆宽度越大，该尺寸越小。矿堆宽度一般为电耙巷道宽度的 $1/2 \sim 2/3$ ；

(3) 电耙巷道的规格：矿堆高度与电耙巷道规格成正比。

图2-5-26是漏斗结构的细部图。为保证底柱的稳固性，一般漏斗颈与漏斗斜面的交点，应在电耙巷道顶板以上1.5~2m处。

5. 电耙巷道、斗穿、斗颈的规格

我国使用28~30kW电耙绞车的矿山较多，其上述巷道的断面规格一般为 $2 \times 2\text{m}$ 或 $1.8 \times 1.8\text{m}$ 。为了减少卡漏现象，有些矿山加大到 $2.5 \times 2.5\text{m}$ 。一般漏斗颈的尺寸为允许最大矿石块度的2.5~3倍以上。

根据图2-5-27可以确定这一断面尺寸。随着耙矿的进行，矿石堆的坡度增大到 45° 时，应有一宽度不小于0.8m和高度不小于1.8m的人行通道，以此来确定斗穿前缘的正确位置。

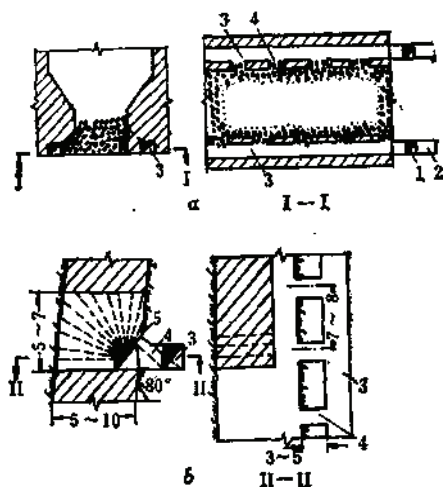


图 2-5-25 平底的电耙耙矿底部结构

a—两条电耙巷道；b—一条电耙巷道
1—溜井；2—电耙绞车硐室；3—电耙巷道；4—放矿口

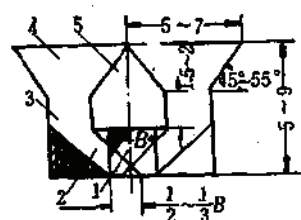


图 2-5-26 漏斗结构细部图

1—电耙巷道；2—斗穿；3—漏斗颈；4—漏斗；5—桃形矿柱

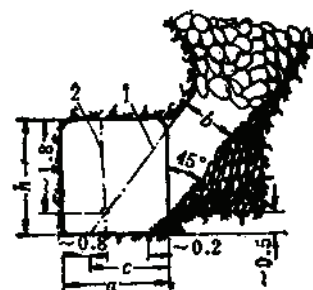


图 2-5-27 电耙巷道与放矿巷道连接处计算矿石自由流动带b的示意图

1—耙运时矿石堆表面；
2—必须的人行通道边界

矿石流动带尺寸按下式计算:

$$b = C \sin 45^\circ, \text{ m}$$

$$C = h - 1.8 + a - 0.8 = a + h - 2.6, \text{ m}$$

式中 h ——耙运巷道的高度, m;

a ——电耙耙运宽度, m;

c ——耙运巷道中矿石堆的宽度, m。

6. 电耙巷道间距

设置两条以上电耙道时, 其间距一般为10~15m。

7. 电耙巷道的长度

电耙巷道一般为水平布置, 但必要时亦可倾斜布置。电耙巷道的长度应与电耙的有效耙运距离相适应, 并满足下列要求 (图2-5-28):

(1) 电耙巷道应超过最后一个斗穿, 其长度不小于5.5~6m;

(2) 绞车硐室的长度一般为4~5.5m, 其中放矿溜井侧边至绞车的安全距离为2~3m;

(3) 第一排漏斗颈至溜矿井的距离不小于4m;

(4) 电耙的耙运距离通常为25~30m。

8. 底柱的高度

电耙巷道一般设在主要运输平巷上部3~6m处, 此时可在聚矿溜井中贮存一定数量的矿石, 对运输有调节作用。有的为了减少底柱高度, 将电耙道直接设在运输平巷的顶板标高处, 电耙耙运的矿石经装矿口直接装入矿车而无须闸门装置。但这样的布置将会造成耙矿和运输工作的互相干扰。还有的将电耙道直接设在阶段水平, 矿石耙入溜井后放到下阶段水平运出。

除最后一种阶段溜井布置的底部结构外, 底柱高一般为6~8m或12~14m, 底柱矿量占整个矿块的15~20%。

我国有底柱分段崩落法矿山多数使用电耙耙矿底部结构。部分矿山使用的底部结构尺寸见表2-5-6。

除上述各种留矿石底柱的电耙耙矿底部结构外, 有的矿山为了充分回收矿石而不留底柱而用混凝土或砌筑片石建造了人工底部结构。如、金川龙首矿建造的混凝土底台底部结构见图2-5-29。

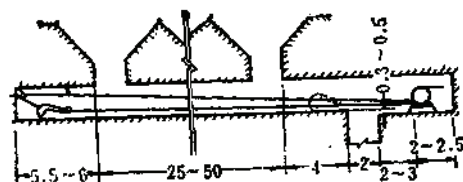


图 2-5-28 电耙巷道长度的组成

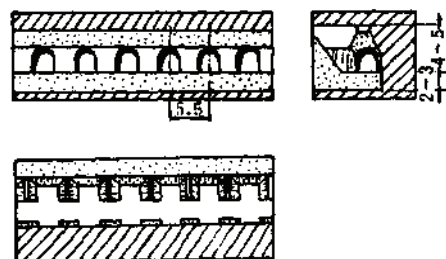


图 2-5-29 金川龙首矿混凝土台底部结构

我国部分有底柱崩落法矿山使用的电耙矿底部结构尺寸

表 2-5-6

结构尺寸		易 门		中 条 山		松树山	因 民	松树脚
		狮 山	凤 山	银子沟	胡家峪		大 劈 槽	
底部结构	形 式	漏斗式	漏斗式	重沟式	重沟式	漏斗式	漏斗式	漏斗式
	高度 (m)	5~6	6.0	10~11	—	4.5~5	6~7	7
电 耙 道	间距 (m)	10	10~12	15	15	10	—	12
	规格 (宽×高, m)	2×1.8	2×2	2.4×2.5	2.5×2.5	2×2	2×2	2×2
	支护形式	密集木支护	木支护	混凝土浇灌	混凝土浇灌	喷射混凝土	—	—
	支护比重 (%)	100	80	80~85	70	30	—	—
	耙运距离 (m)	30~50	22~65	25~30	25~30	40~75	44~55	30~55
漏 斗 结 构	漏斗排列形式	对称式	对称式	交错式	单侧或交错	交错式	单侧或交错	交错式
	漏斗间距 (m)	5	5	6	5~5.5	5	5	6
	漏斗规格 (宽×高, m)	2×1.8	2×2	2.4×2.4	2.5×2.4	1.8×1.8	2×2(或1.8)	1.8×1.8
	漏斗坡面角 (°)	55	55	60	60	55	45~50	60~70
	放矿口有效高度 (m)	0.8	—	1.2	1.4	1.0	0.7	—
耙道与漏斗中心距 (m)		2.7	3.0	3.7	4	2.3~2.5	3.5	3.0

5.5.4 装载设备出矿的底部结构

这种底部结构的特点是, 矿石借自重落到运输平巷水平 (或平巷顶部), 用装载设备装入矿车, 二次破碎在装载地点进行。装载设备主要有两类: 一类是振动放矿机, 另一类是各种装岩机。运输设备一般为矿车, 可以是轨轮式, 也可以是无轨自行式。

5.5.4.1 振动放矿机装矿的底部结构

按底部结构受矿部位的形状不同, 分为漏斗式、重沟式和平底式三种。有关该底部结构的形式和参数, 详见第十一章回采出矿。

5.5.4.2 装岩机装矿的底部结构

这种底部结构的特点是: 采下的矿石借自重落到矿块底部, 经重沟或平底放矿口溜到装矿横巷的端部, 用装岩机装矿, 二次破碎在装矿横巷中进行。这种底部结构也有重沟式 (图2-5-30) 和平底式 (图2-5-31)。由于使用了高效率的出矿设备, 简化了矿块底部结构。其它优点与振动放矿机出矿相似, 但它的设备不需要安装, 灵活性大。它的缺点是: 装运采用两套设备, 占用人员较多。当采用轨道装岩机出矿时, 由于装载宽度受到限制, 对矿石回收不利。

5.5.5 无轨自行设备出矿的底部结构

这种底部结构与装载机装矿底部结构基本相似。但由于装运机和铲运机都是一种既能完成装、运、卸全部作业, 又能无轨行走的设备, 其出矿能力远较装岩机大, 运搬距离也长, 尤其是铲运机的广泛应用, 显著地提高了劳动生产率。并对于简化底部结构、改善放矿条件、提高矿块的总回收率, 起到了良好效果。有关底部结构参数详见第十一章回采出矿。

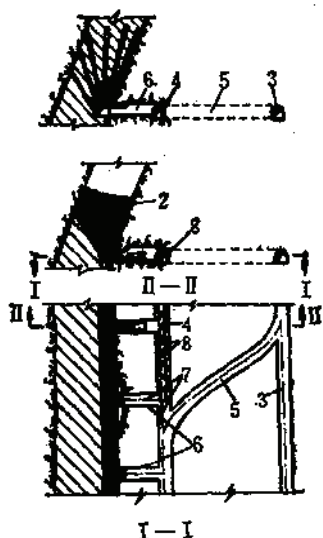


图 2-5-30 有轨装载机装矿至沟底部结构

1—装载机, 2—崩落矿石, 3—运输平巷, 4—装车运输平巷;
5—绕道 (每100~200m布置一条), 6—装车横巷;
7—轨道中心线, 8—矿车

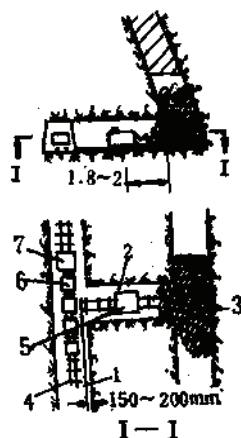


图 2-5-31 装岩机装矿车的平底结构

1—脉外巷道, 2—装矿巷道, 3—采场, 4—轨道;
5—装岩机, 6—矿车, 7—机车

5.6 采准及切割工程量计算

5.6.1 一般问题

5.6.1.1 计算内容

- (1) 求得矿房与矿柱出矿比例关系;
- (2) 计算回采与掘进出矿的比例关系;
- (3) 计算采出矿石与掘进巷道的比例关系;
- (4) 计算废石产量;
- (5) 确定矿房、矿柱和巷道掘进的同时工作面数;
- (6) 确定人员、设备的配备和材料消耗等。

5.6.1.2 计算时应该注意的几个问题

(1) 若采用矿房、矿柱分步骤回采的采矿方法, 或者同时使用几种采矿方法时, 要注意应该分别计算;

(2) 采切工程的计算, 要注意分析矿山的实际具体条件。当矿床埋藏条件和施工技术力量无法在计算中反映时, 应按如下影响采切工程量的因素对计算结果进行修正。

施工中可能出现的部分废巷;

由于矿床构造复杂、断层较多, 可能出现的未预计工程量;

因矿体走向、倾角、厚度的变化, 而引起巷道长度的增加 (如: 当在薄矿层按底板等高线量取巷道长度时, 其长度应乘以1.2的系数);

施工中必然出现的超掘工作量等。

鉴于上述因素的影响, 计算所得采切工程量, 应该用系数 K 加以修正, 一般 $K=1.15$

~1.30。当矿体形态比较简单、勘探程度较高、矿岩稳固性较好,又是中厚以上的矿体时,取小值;反之,取大值。

5.6.1.3 计算所需的原始资料

- (1) 所选定采矿方法的图纸,矿房、矿柱的构成要素,以及回采步骤等;
- (2) 采准、切割、回采(矿房和矿柱)各项工作的损失与贫化指标;
- (3) 矿房、矿柱的生产能力及机械化程度;
- (4) 各种采切巷道的断面尺寸、掘进速度及主要掘进设备;
- (5) 开拓、探矿的掘进工作量,阶段平面布置等。

5.6.2 标准矿块的采切工程量计算

为便于说明问题,现以分段空场采矿法为例,进行计算,标准矿块图见表2-5-1分段空场法图示。

已知条件是:矿体水平厚 $m=12\text{m}$;矿体倾角 $\alpha=80^\circ$,矿石体重 $r=3.5\text{t/m}^3$;岩石体重 $\gamma'=2.5\text{t/m}^3$;矿石围岩均稳固,围岩不含品位。

矿块沿走向布置,长60m,房间矿柱宽8m,矿房长52m,矿房宽12m,顶柱厚6m,采用电耙漏斗底部结构高12m,阶段高度60m,分段高度10.5m,漏斗间距7m,自矿房中央向间柱回采。

回采矿房时,损失率为5%,贫化率为5%;

回采矿柱时,损失率为20%,贫化率为15%;

矿山年生产能力为66万 t/a ,年工作330天,每天三班作业,每班工作8小时。

- (1) 按标准矿块采准切割工程量及出矿比重计算见表2-5-7;
- (2) 采切比计算公式见表2-5-8;
- (3) 千吨采切比举例计算结果见表2-5-9;
- (4) 我国部分矿山采准切割见表2-5-10。

5.6.3 基建采准切割工程量计算

设计基建中的采切工程量与正常生产时期不同的是,

- (1) 所有的矿块(包括采准和备采)均系完整的、尚未回采的矿体;
- (2) 两步骤回采的矿柱虽已作了一定的采切工程,但不能形成生产能力或所需的采切矿量;特别是投产初期基本上是回采矿房,而间柱和顶底柱在这段期间不能算为采准或备采矿量。这也是基建采切比要比正常生产时期采切比大的原因之一;

(3) 不能用设计中通常的标准矿块来估计工程量,而必须根据采掘计划安排的矿块,据已有的地质资料实际情况进行估计(包括采切工程量和计算采准和备采矿量)。

因此,按国家要求的三级矿量标准(特别是按采切量所能获得的备采和采准矿量)来进行衡量,或控制计算量(采准和备采矿量)时就会有很大差别。例如在采用分层崩落法或下向充填法的矿山,按达产矿块数计算所能获得的备采矿量将很小(因为每一分层的矿量有限),往往达不到国家规定标准,而采准矿量可能相当可观(因为采场能力低,矿块数目多,矿块矿量多);采用高阶段(100m段高以上)回采的空场法或充填法回采时,备采和采准矿量可能相差无几,而且可能大大超过(因为每一矿块的矿量很大)规定标准;采用

矿块采准切割工程量计算表

表 2-5-7

工作阶段及项目名称	巷道数目	巷道长度 (m)					巷道断面 (m ²)			体 积 (m ³)			工业矿量	采出矿量	占矿块采出矿量比例	班产量分配
		矿 石 中		岩 石 中		合 计	矿石中	岩石中	合 计	矿石中	岩石中	总 计	(t)	(t)	(%)	(t)
		单长	总 长	单长	总长	总 长										
采准工作																
底盘沿脉运输巷道	1	60	60	60	60	60	2.75	2.75	5.5	165	165	330	577.5	990		
天井	1	61	61	—	—	61	3.0	—	3.0	183	—	183	640.5	640.5		
分段联络道	10	6.25	62.5	—	—	62.5	5.5	—	5.5	343.8	—	343.8	1203.1	1203.1		
分段沿脉巷道	4	50	200	—	—	200	5.5	—	5.5	1100	—	1100	3850	3850		
电耙巷道	1	52	52	—	—	52	6	—	6	312	—	312	1092	1092		
电耙联络道	2	5.75	11.5	—	—	11.5	6	—	6	69	—	69	241.5	241.5		
耙矿小井	2	7	14	—	—	14	3	—	3	42	—	42	147	147		
小 计			401		60	461				2214.8	165	2379.8	7751.6	8169	5.5	36.7
切割工作																
漏斗颈	16	5.5	88	—	—	88	2.25	—	2.25	198	—	198	693	693		
拉底巷道	2	52	104	—	—	104	4.4	—	4.4	457.6	—	457.6	1601.6	1601.6		
切割天井	1	39.8	39.8	—	—	39.8	3.0	—	3.0	119.4	—	119.4	417.9	417.9		
顶柱磨岩硐室	2	10	20	—	—	20	2.75	—	2.75	55	—	55	192.5	192.5		
小 计			251.8			251.8				830		830	2905	2905	1.95	13.0
采切合计						712.8				3044.8		3209.8	10656.6	11074	7.45	49.7
回采工作																
矿 房										25501	—	25501	89253.5	89253.5	60.07	400.7
矿 柱										14654.2	—	14654.2	51289.8	48272.8	32.48	216.6
小 计										40155.2	—	40155.2	140543.3	137526.3	92.55	617.3
矿 块 总 计						712.8				43200.0		43365.0	151199.9	148600	100	667

高效率的分段崩落法回采时,采准、备采矿量可能又不够规定的标准(因为效率高、采场矿量不大)。所以基建时期的采切工程量及由此而获得的采准、备采矿量,必须根据编制的采掘计划,通过对初期投产的实际矿块进行具体计算,并在设计说明书中加以具体阐明。一般情况下,三级矿量标准可作为计算的检验和分析之用。

采切比计算公式表

表 2-5-8

指标名称		用长度表示 (m/kt)	用体积表示 (m ³ /kt)
千吨采切比 K_1		$K_1' = 1000 \frac{\Sigma L_{ce}}{T_k}$	$K_1 = 1000 \frac{\Sigma V_{ce}}{T_k}$
其中	千吨采准比 K_{1a}	$K_{1a}' = 1000 \frac{EL_a}{T_k}$	$K_{1a} = 1000 \frac{\Sigma V_a}{T_k}$
	千吨切割比 K_{1c}	$K_{1c}' = 1000 \frac{EL_c}{T_k}$	$K_{1c} = 1000 \frac{\Sigma V_c}{T_k}$
备 注		L_{ce} 、 L_a 、 L_c —分别为采切巷道、采准巷道和切割巷道长度(m); V_{ce} 、 V_a 、 V_c —分别为采切巷道、采准巷道和切割巷道的体积(m ³); T_k —为矿块采出矿量(包括采切副产矿石)(kt)	

千吨采切比举例计算结果表

表 2-5-9

指标名称	计 算 值		修正系数	修 正 后 值		备 注
	用长度表示 (m/kt)	用体积表示 (m ³ /kt)		用长度表示 (m/kt)	用体积表示 (m ³ /kt)	
千吨采切比 K_1	4.80	21.80	1.25	6.00	27.00	当用“万吨采切比”时,表中数值乘10
其中 千吨采准比 K_{1a}	3.10	18.01	1.25	3.88	20.01	
中 千吨切割比 K_{1c}	1.70	5.59	1.25	2.12	6.99	

我国部分矿山采准切割

表 2-5-10

序号	采矿方法	矿山名称	矿 块 尺 寸			矿体产状		采 切 比	
			长(m)	宽(m)	高(m)	倾角(°)	厚度(m)	(m/kt)	(m ³ /kt)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
一、 1.	空场采矿法 全面采矿法	燕江铁矿	75	矿厚	斜长50	18~20	2	15	
		刘冲磷矿	30~40	矿厚	50	38~43	4	10.78	
		通化铜矿	50	矿厚	30	30~50	采幅1~1.2	17.5	
		杨家杖子钼矿	40	矿厚	35	38~42	3~5.5	10.30	
2.	房柱采矿法	锡矿山锡矿	15~20	矿厚	36	10~20	10~20	6~15	
		良山铁矿	11~15	矿厚	20~25	15~25	4~10	7~11	
3.	分段采矿法 (分段空场法)	胡家峪铜矿	50~60	矿厚	50	40~55	水平厚5~6	20.3	
		开阳磷矿	65~70	矿厚	40	32~35	3~7	10~13	
4.	阶段矿房法	河北铜矿	50	矿厚	60	70~90	10~30	8.25	
		江透山铜矿	35~40	矿厚	80	72~83	2~12	6~8	

续表

序号	采矿方法	矿山名称	矿块尺寸			矿体产状		采切比	
			长(m)	宽(m)	高(m)	倾角(°)	厚度(m)	(m/kt)	(m³/kt)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
二、	留矿法								
1.	浅孔留矿法	新冶铜矿	50	矿厚	50~60	26~55	2	120°矿3.06	
								120°矿	
								10.15	
		通化铜矿	50	矿厚	30	30~50	采幅1~1.2	17.5	
2.	深孔留矿法	小西林铅锌矿	30~50	矿厚	30~60	80~85	15.17	25~30	
三、	崩落采矿法								
1.	有底柱分段崩落法	青城子铅矿	30	矿厚	30~60	45	10	15.9	
		中条山篦子沟铜矿	25~30	矿厚	45	30~40	水平厚30~60~100	16.16	
2.	无底柱分段崩落法	大庙铁矿	50	矿厚	60~70	80~90	10~50	4.54~5.29	51.46
		小铁山铅锌矿	50	10~20	60	60~80	2~20	14.67	
		向山磁铁矿	50	21	28~43	30	150~200	7.5	
		梅山铁矿	60	60	60	20~66	170	4~5	
		程潮铁矿	50	50	70	46	54	10.10	
3.	壁式崩落法	王村铅土矿(东宝山区)	250~400	矿厚	斜长55	10~20 平均13	2~4 平均2.5	9.6 平均7~7.9	
		明水铅土矿(王白庄区)	800~1450	矿厚	斜长35~60	9~24	2.5~3.7	11.86	
4.	阶段崩落法	桃林铅锌矿	20~30	矿厚	40	35~40	银山15 上塘冲20	12~15	
四、	充填采矿法								
1.	胶结充填法	金川公司龙首矿	25~50	矿厚	60	70	20~30	15.75	
		凡口铅锌矿	20~50	8~10	40	30~60	18~36	31~50	177.4
2.	尾矿充填法	凤凰山铜矿	70~100	矿厚	50~80	1°矿体 75~88 2°矿体 60~78	1°矿体17.7 2°矿体36.4	5~18	
3.	水砂充填法	湘潭锰矿	70	矿厚	斜长40~60	上部30 下部陡	0.5~3	30~31	
4.	干式充填法	黄砂坪铅锌矿	40	矿厚	36	40~50	8~10	32.9	
5.	VCR法	凡口铅锌矿	矿厚	8	40	70	46		52.3

第六章 空场采矿法

责任编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

参加编写单位 南昌有色冶金设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

鞍钢矿山公司设计院

编 写 人 沈伯康 赵永安 胡光炎 王新荣 项世文

6.1 概 述

6.1.1 空场采矿法的适用条件和特点

空场法一般适用在矿岩稳固的矿体中。空场法的特点是：

(1) 除沿走向布置的极薄及薄矿脉，部分房柱法外，矿块一般分矿房和矿柱两步骤回采；

(2) 矿房回采过程中留下的空场暂不处理并利用空场进行回采和出矿等作业；

(3) 矿房开采结束后，允许一段时间进行采空区事后处理；根据开采顺序的要求，在空场条件下进行矿柱回采；

(4) 根据所用采矿方法和矿岩特性，决定空场内是否留矿柱及其矿柱形式，留矿法的矿房内留有崩落矿石来暂时支撑顶、底板围岩。

6.1.2 国内外的发展趋势和国内的研究方向

国内空场法在有色金属矿山中，所占的比重虽在六十年代为70%左右，而到了八十年代为50%左右。但是空场法仍将为今后生产中应用的主要采矿方法。

(1) 国内赋存大量的急倾斜薄矿脉和零星小矿体需要应用留矿法开采，同时有了适应各种情况的变形方案，留矿法虽从六十年代的49%下降到八十年代的36.3%，但此比例仍能保持较长的时间；

(2) 长期以来，国内采用单一的浅孔房柱法，而在七十年代末期，在铁矿、磷矿中相继出现了较高效率的中深孔房柱法，并在采场内采用了顶板锚固技术和无轨设备；

(3) 形态复杂的倾斜矿体中应用了留矿全面法，由单一式向组合式采矿法发展；

(4) 过去采用间断回采分段空场法的矿山，目前正在试验无间柱连续退采分段法；

(5) 更为先进的技术必将为空场法矿山所掌握。

在国外，高度机械化、自动化的大型采矿配套设备，以及结构简单的采矿方法逐步替代生产能力低、积压资金的空场法，如留矿法虽在法国的比重为24.1%，日本占12.9%，但是其他国家的留矿法，其所占比重已很小了。

(1) 国外房柱法，由于自行设备和锚固技术的有效应用，解决了采场内运搬和顶板

管理, 并由于充填工艺的发展, 解决了采空区的事后处理。房柱法在金属矿山采矿方法的比重中, 法国占73.1%, 美国占29.3%;

(2) 分段空场法由于生产能力大、成本低, 在国外被广泛应用。如英国占83.2%, 赞比亚占53.6%, 日本占47.0%, 扎伊尔占39.8%;

(3) 分段空场法回采的厚矿体部分和阶段矿房法的大部分矿体, 将与事后充填和V. C. R法相结合。

国内空场法的研究方向大致有:

(1) 加强空区地压活动和空区处理的研究, 对矿山出现程度不同的地压活动能及时控制;

(2) 进行降低贫化、损失的研究, 目前空场法内, 留下大量的顶、底、间柱, 某些采矿方法甚至留下大量的场内矿柱, 目前回收率均较低;

(3) 设备应用的研究。国外采场内已经应用了凿岩、出矿、装药和支护等的自行设备, 振动放矿设备, 连续回采工艺以及大直径深孔回采等综合机械化, 而国内尚无进入采场内的大型设备, 大多数矿山仍处于电耙运搬的现状, 仅少数顶板稳定的矿山采用了装运机等自行设备;

(4) 简化采场结构和适应自行设备的采场结构研究;

(5) 发展以空场法为基础的多种组合式采矿方法的研究, 如房柱充填法、房柱崩落法等。

6.2 全面采矿法

6.2.1 普通全面采矿法 (又称全面采矿法)

6.2.1.1 适用条件

(1) 一般要求矿岩中等稳固以上, 顶板的暴露面积应大于 $200 \sim 500 \text{m}^2$;

(2) 矿体倾角 $\leq 30^\circ$;

(3) 矿体厚度在 $5 \sim 7 \text{m}$ 以下, 国内大部分矿山开采 $1.5 \sim 3.0 \text{m}$ 的矿体;

(4) 一般矿体产状较稳定;

(5) 该法留有采场内矿柱, 最好在贫矿中应用。

我国采用全面采矿法矿山的开采技术条件见表2-6-1。

6.2.1.2 全面采矿法的特点

全面采矿法一般沿矿体的走向把阶段划分成规则的矿块, 由矿块进行回采。如果顶板不太稳固时, 需用杆柱加固, 或把矿块沿走向、沿倾向划为段, 使矿块内形成许多区间 (即小矿房) 进行开采。

矿块 (或区间) 内的各项回采作业, 均在暴露的顶板下进行。

视采场顶板的稳固程度、矿石品位、顶板弱面的分布等来确定采场内是否留设矿柱、矿柱布置及其代用形式。参见图2-6-1、2-6-2。

6.2.1.3 矿块布置和构成要素

1. 矿块布置

一个阶段内, 沿矿体走向划分成若干个矿块, 而当矿体的开采面积 $> 15000 \text{m}^2$ 以上时,

部分全面采矿法矿山开采技术条件

表 2-6-1

矿山名称	矿体厚度 (m)	矿体倾角 (°)	顶 板	矿 石	底 板
云锡松树脚锡矿	0.4~3.0	25~40	大理岩, $f=8\sim10$, 稳固	硫化矿, $f=10\sim12$ 较稳固	矽卡岩, $f=12\sim14$, 稳固 大理岩, $f=12\sim14$, 稳固
车江铜矿	1.2~4.0	8~12	砂 岩	$f=6\sim10$, 稳固	砂页岩, $f=5\sim7$, 欠稳固
蕤江铁矿大罗坝矿区	0.9~3.0	18~22	石英砂岩, $f=10\sim16$	赤铁矿, $f=5\sim8$	炭页岩, $f=2\sim3$
湘西金矿沃溪矿区	4.5	20~38	板岩, $f=4\sim7$, 中、不稳固	石英岩, $f=8\sim12$, 稳固	板岩, $f=4\sim7$, 欠稳固
湘西金矿西安矿区	1.5~3.5	30	板岩, $f=5\sim7$, 中、不稳固	石英岩, $f=10\sim12$, 稳固	板岩, $f=5\sim7$, 欠稳固
大厂巴里锡矿	2.5	<30	灰岩, 页岩, $f=9\sim15$, 稳固	较 稳 固	
通化铜矿	脉 厚 0.1~0.3	20~29	闪长岩, $f=8\sim12$, 稳固	$f=8\sim12$, 稳固	闪长岩, $f=8\sim12$, 稳固 角页岩, $f=8\sim12$, 稳固
贺兰山磷矿	1.68	17~30	灰岩, $f=15$, 稳固	胶磷矿, $f=12\sim14$	硅页岩, $f=8$

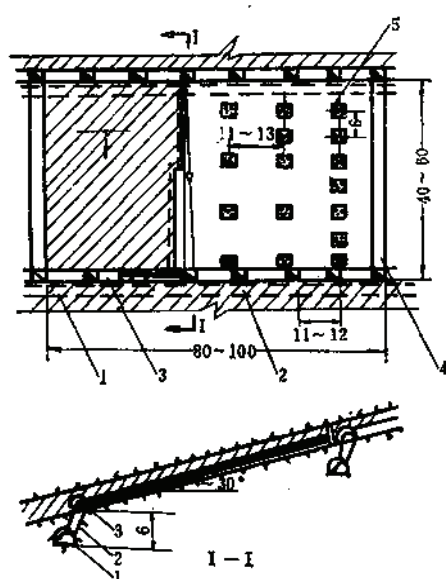


图 2-6-1 大罗坝铁矿区全面采矿法

1—阶段运输平巷, 2—矿窿子, 3—一切割拉底平巷, 4—一切割上山, 5—人工度石梁

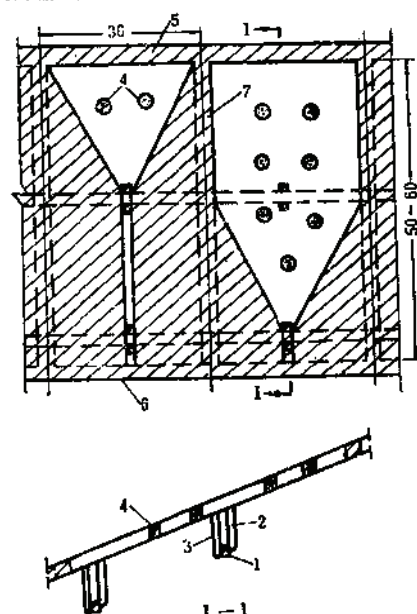


图 2-6-2 车江铜矿全面采矿法

1—运输平巷, 2—溜矿井, 3—人行小井, 4—人工矿柱, 5—顶柱, 6—底柱, 7—间柱

亦可划采区开采。

矿块四周留有顶、底、间柱(但多数矿山不留间柱)。

国内矿山, 大多数矿块面积在 $1000\sim2000\text{m}^2$ 之间。但在允许的暴露面积 $<1000\text{m}^2$, 品位分布不均匀需加密探矿坑道的采场时, 矿块需划成区间。

实际采用区间的全面法矿山有：巴里锡矿、湘西金矿等。而区间在矿块内的布置形式有如下两种情况。

- (1) 仅沿矿块长度划为数段而形成的区间；
- (2) 沿矿块的长度和倾斜同时划为数段而形成的区间。

视矿岩的性质，有时区间周围留有矿柱，并且形成独立的出矿单元。

2. 构成要素

- (1) 矿块长度一般取50~60m，个别矿山为30m；
- (2) 阶段高度受矿块斜长的限制，一般在20~30m之间；
- (3) 矿块斜长受耙运距离限制，一般40~60m；
- (4) 顶柱厚2~3m；
- (5) 在采用自重漏斗和电耙直接装车底部结构时的底柱高度为2~3m，个别为5~7m；
- (6) 间柱宽为1.5~2.0m，个别6~8m或不留间柱；
- (7) 区间长度有为20~30m，有的为12m；
- (8) 分段斜长一般为20~30m。

各矿的矿块构成要素详见表2-6-2。

矿块构成要素

表 2-6-2

矿山名称	阶段高度 (m)	矿块长度 (m)	矿块斜长 (m)	漏斗间距 (m)	矿柱宽度(m)		
					顶柱	底柱	间柱
松树脚矿	25~30	50~60	50~70	12	2~3	2~3	5~8
车江铜矿		20~30	40~50	20~30	不留	不留	
大罗坝矿		南75 北30~40	40~50	12~15	2	2	1.5~2.0
西安矿区	30	60	50	10~12		5~7	
通化铜矿	30	50	30~80	7	2	3	2
贺兰山磷矿		50	58		3		
杨家杖子钼矿	18~50	24~65	40~60				

6.2.1.4 采准切割

(1) 沿脉运输平巷的位置，在走向长度不大并利用旧有勘探沿脉坑道时，一般采用脉内布置；阶段出矿点多时，一般采用脉外布置，脉外平巷一般距矿体底板 $>6\sim 8\text{m}$ 采用放矿溜井和采场相联系，溜井容积应大于一个列车的运载量。采用固定电耙绞车点时，溜井间距为50~60m，个别为30m；而用移动绞车点时为10~12m；当采用脉内平巷布置时，用漏斗和采场相联系，漏斗间距为5~10m，有时达12~16m；

(2) 绞车硐室位置，当采用移动绞车点时，安置在切割平巷；采用固定绞车点时，安置在溜井（或漏斗）上口顶板的硐室内；运输量不大时，也可设在漏斗口下部平巷另侧内；

(3) 切割平巷一般布置在矿块的下端部，沿脉运输巷的上方。切割平巷位置主要根据回采时的推进方向而定。

6.2.1.5 回采

1. 回采顺序

根据矿山的规模和采准要求，阶段内有前进式或后退式回采。

本阶段内,由于工艺要求,切割采场应超前回采采场50~60m,为了控制地压活动,上阶段应超前下阶段回采采场50~60m。

2. 分层开采

对中厚矿体,要进行分层开采,具体要求如下:

- (1) 矿体厚度 $<3\text{m}$ 时,全厚一次开采;
- (2) 矿体厚度 $>3\text{m}$ 时,分层开采。

分层开采的方式有:

(1) 锚杆护顶时,采用正台阶回采较安全,上分层高度一般采用2.5~3.0m,上分层超前下分层3.0~4.5m。优点是可不设凿岩台架;缺点是台阶上的矿石清理较难。

(2) 矿岩稳固,不采用锚杆护顶时,则采用倒台阶分层开采。

下分层高度为 $<3.0\text{m}$,下分层超前上分层3.0~4.5m。

优点是顶板暴露时间短,矿石损失少;缺点是需增设凿岩台架,又易受爆破的损坏。

3. 回采工作面的推进方向

矿块内回采工作面的推进方向有如下三种情况:

(1) 沿走向推进,适合在倾角 $<30^\circ$ 的矿体中,推进的工作面长度即矿块(或分段)的斜长。从矿块一侧的切割上山向矿块的另侧推进,工作面一般呈直线形或阶梯形。各阶梯长为8~20m,阶梯间超前距离为3~5m。

(2) 逆倾斜推进,适用于倾角 $>30^\circ$ 的矿体,切割上山布置在矿块的中间,工作面的推进宽度即矿块的长度,工作面形状一般呈直线形,也有呈梯段形。

(3) 顺倾斜推进适用于倾角 $>30^\circ$,采场顶板稍欠稳固的矿体。切割上山布置在矿块的中间。工作面呈伪倾斜扇形。推进工作面宽度即矿块长度。个别矿山,借用采空区作自由面,推进工作面成半扇形。

矿块划为区间时,上、下分段的区间,则采用自上而下的回采,左右区间,由矿块的一侧向另侧推进,区间内一般采用逆倾斜推进。

4. 落矿

使用YT-25、YT-30、7655型浅孔凿岩机

开采 $<3\text{m}$ 厚度的矿体,在底板上打眼;开采 $>3\text{m}$ 的矿体,需在台架、台阶或矿堆上打眼。

炮孔呈梅花形排列,孔径一般为36~44mm,孔深为1.2~2.0m,排距为0.5~1.0m,眼距为0.6~1.2m,一次推进距离为1.2~1.4m。

有关凿岩爆破参数详见表2-6-3。

5. 出矿

国内全面法采场一般利用2DPJ-28、DZ-28、30、LY-15型(小采场使用14~17kW绞车)电耙运搬,个别矿山采用二段电耙运搬。

工作面电耙运搬台班效率推荐为50~70t,各矿的运搬效率详见表2-6-4。

6. 放矿

脉外布置,采用溜井放矿;脉内布置,通过漏子口放矿。

7. 采场支护

目前实际矿山的采场支护有如下几种形式:

凿岩爆破参数

表 2-6-3

项目名称	松树脚矿	车江铜矿	大罗坝矿	湘西金矿	巴里铺矿
回采推进方向	沿走向	顺倾斜	沿走向	沿走向	沿走向, 逆倾斜
凿岩设备型号	YT-25	YT-25	YT-25	7655	
工作台数			2	1~2	
设备台班效率(t)	40~50		21~40		63~88
炮孔布置型式	交错型	梅花型	三角型	梅花型	梅花型
炮孔直径(mm)	38~42		38~42	40~44	38~43
炮孔深度(m)	1.2~1.6	1.6~2.0	1.5~2.0		1.5~1.6
炮孔排距(m)				0.5~0.6	0.8~1.0
炮孔眼距(m)	0.8~1.0		0.6~1.0	0.6~0.8	0.8~1.2
炸药材料	2°岩石, 硝铵		硝铵, 柴油	铵松脂	2°岩石、铵松脂
点火方式	塑料导爆管		火雷管, 导火线	火雷管, 导火线	8号纸壳雷管

工作面运搬效率

表 2-6-4

矿山名称	运搬设备		运距 (m)	台班效率 (t)	备 注
	绞车型号	耙斗规格 (m ²)			
松树脚矿	2DPJ-28, 30 14~18kW	0.25~0.3 0.15~0.20	50~60	60~70	硫化矿采用大电耙 氧化矿采用小电耙
车江铜矿	2DPJ-28, 30		40~50	50~60	
大罗坝矿	2DPJ-30	0.3	40~60	42	
湘西金矿	14~17kW	0.2	50	30~40	梳式耙斗
巴里铺矿	2DPJ-30			60~80	
贺兰山磷矿	2DPJ-30		50~60	60	

1) 矿柱支护

较多的全面法矿山是采用单一的矿柱支护, 采场一般留有规律或无规律两种形式的矿柱, 个别矿山的采场以溜井为中心呈放射状布置矿柱。

矿柱为方形和圆形, 方形尺寸多为 $2 \times 2 \sim 3 \times 3\text{m}$, 圆形直径多为 3.0m , 间距为 $8 \sim 15\text{m}$ 。

2) 矿柱和石垛的混合支护

矿柱为主要支护, 石垛为辅助支护, 有时也作主要支护。

每个矿柱的负担面积, 如松树脚矿为 $150 \sim 300\text{m}^2$ (其中硫化矿为 $200 \sim 300\text{m}^2$, 氧化矿为 $150 \sim 200\text{m}^2$); 湘西金矿为 $80 \sim 240\text{m}^2$; 秦岭金矿为 150m^2 。

湘西金矿混凝土垛的形状有四、六、八边形和长、圆、椭圆形。材料多为预制件和石材等。石垛的尺寸为 $4 \times 4 \sim 5 \times 5\text{m}^2$ 。六边形垛的支承能力为 115t 。支护费用约占采矿成本的25%。

3) 石垛支护

矿石品位较高时, 一般采用石垛来代替矿柱, 如大罗坝矿区石垛的尺寸为 $4 \times 4\text{m}^2$, 排距为 $11 \sim 12\text{m}$, 间距为 6m 。

车江铜矿砌块效率为 $0.3 \sim 0.425\text{m}^3/\text{工班}$, 单位成本为 $6 \sim 7\text{元}/\text{m}^3$, 每立方米石垛的承担面积为 $10 \sim 13\text{m}^2$ 。

有些矿山除上列主要支护外,采场还有顶撑木柱、锚杆等,以防浮石脱落。

目前,车江铜矿采场锚杆网度为 $1.5 \times 1.5\text{m}$,锚杆长度为 $1.8 \sim 2.0\text{m}$,锚杆孔直径为 $22 \sim 25\text{mm}$,锚杆承担面积为 $7 \sim 9\text{m}^2/\text{根}$,安装效率为9根/工班,金属锚杆的成本为 $17 \sim 18$ 元/套。

各矿的采场支护见表2-6-5。

采 场 支 护

表 2-6-5

支护形式	规格和间距 (m)	矿 山 名 称					
		松树脚矿	车江铜矿	大罗坝铁矿	湘西金矿	通化铜矿	贺兰山磷矿
矿柱支护	尺 寸	方、圆形 $\phi = 2 \sim 3$			$\phi = 3 \sim 5$	3×3	$\phi = 3.0$
	间 距	$10 \sim 20$			$6 \sim 18$		10
石垛支护	尺 寸		椭圆、圆、方形 2×3	4×4	$4 \sim 5 \times 5$ 多边形		
	间 距		$10 \sim 13\text{t/m}^3$	$6 \sim 12$			

6.2.1.6 技术经济指标

某些矿山的技术经济指标详见表2-6-6。

技 术 经 济 指 标

表 2-6-6

项目名称		矿 山 名 称				
		松树脚矿	车江铜矿	大罗坝铁矿	湘西金矿	巴里铜矿
矿块生产能力 (t/d)		50~90	60~80	70	40~80	50~80
采掘比 (m/kt)		8~18	13	12.4~14.0	25~30	30
损失率 (%)		14~20	4~6	10	3~5	8~13
贫化率 (%)		8~17	18~20	6~9	4~6	<15
掌子面工班效率 (t)		3.5~7.0	8~10	12	5.0~6.5	10~13
每吨矿石材料消耗	炸药 (kg)	0.47	0.29~0.54	0.25	0.32	0.51~0.63
	雷管 (个)	0.32~0.67	0.59~0.83	0.19	0.41	0.41~0.56
	导火綫 (m)	0.3~0.69	0.90~1.62	0.37	0.70	0.92~1.07
	钎子钢 (kg)	0.017~0.032	0.09	0.025	0.030	0.06~0.08
	硬质合金 (g)	0.014~0.024(个)	0.62~1.53	0.46	0.02(个)	0.07~0.09(个)
	木材 (m³)	0.0011~0.0057	0.00043~0.00059		0.004	0.0029~0.0074

6.2.1.7 实例

湘西金矿西安矿区为中低温热液充填和交代矿床。目前主要开采2、3号矿层。

1. 开采技术条件

矿体沿走向长度为2500m,厚度 $1.5 \sim 3.5\text{m}$,局部达 $5 \sim 9\text{m}$,倾角一般为 30° ,局部变化急剧。矿石稳固, $f = 10 \sim 12$ 。上下盘均为板岩,从不稳固至中等稳固, $f = 5 \sim 7$,与矿体接触明显。直接顶板为蚀

变板岩, 厚度1.0~3.5m, 断层, 节理较发育, 大面积暴露后, 易于冒落。

2. 采矿方法

基于上述特征, 该矿一直沿用全面法, 目前全面法的方案有(1)沿走向推进的长壁式工作面采矿法; (2)向上回采的分段矿房采矿法。前者适用于顶板稳固, 含矿极不均匀的缓倾斜中厚矿体; 后者用于顶板中等稳固, 厚度小于4m, 倾角由缓变陡以及埋藏较深的矿体。沿走向推进采矿法见图2-6-3。

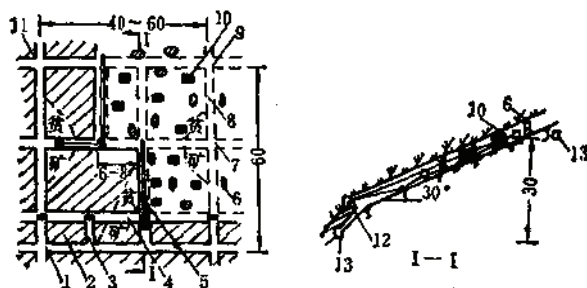


图 2-6-3 沿走向推进壁式全面法

1—阶段平巷, 2—底柱, 3—漏斗, 4—切巷, 5—探矿天井, 6—矿柱, 7—分段平巷, 8—采准天井, 9—上阶段平巷, 10—水泥梁, 11—上阶段底柱, 12—电耙硐室, 13—底板运输平巷

3. 矿块布置及构成要素

矿块沿走向布置, 以采准天井划分矿块。阶段垂高为30m, 斜长约60m, 矿块长度50m, 不留顶柱, 只留底柱, 高度为5~7m。如遇品位不均时, 加掘分段平巷, 另开小天井, 分切巷等, 将矿块分割为多个小矿块, 如图2-6-3及图2-6-4。

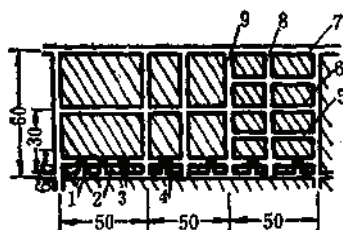


图 2-6-4 矿块布置示意图

1—阶段平巷, 2—底柱, 3—漏斗, 4—切巷, 5—分切巷, 6—分段平巷, 7—上阶段平巷, 8—探矿天井, 9—采准天井

4. 采准切割

采准切割布置及其工程见表2-6-7。

5. 回采

1) 回采顺序

(1) 沿走向壁式推进时, 分成上下两块(见图2-6-5), 上块超前下块3~8m推进。

(2) 将矿块划分成多个小矿房时, 小矿房在矿块内是自上而下, 由矿块的一侧向另一侧推进, 小矿房内则采用自切割巷道逆倾斜向上推进, 见图2-6-5。

对于3m以上矿体的回采有两种方式: (1)用锚杆锚固顶板, 先采顶层再采底层; (2)暂借矿石护顶, 先采底层, 后采顶层。

2) 凿岩

使用7655型凿岩机。炮眼呈梅花形排列, 孔径40~44mm, 排距0.5~0.6m, 眼距0.6~0.8m, 眼

采准切割工程

表 2-6-7

巷道名称	阶段运输平巷	采准天井	分段平巷及切割巷道	底部结构及放矿漏斗	电耙绞车硐室	底板运输平巷
位置	脉内, 沿走向	脉内底板, 在采场两侧	底柱上部, 脉内沿走向	自重放矿底部结构, 一个采场 3~4 个漏斗	漏斗上部	矿体下盘, 距阶段平巷 10~12m
规格 (m)	2.2×2.2	2~2.2×1.7	1.8×1.8	1.5×1.5 间距 10~12m	2.2~2.5× 2×2.5~3.0	2.2×2.3
用途	探矿、运输	通风、行人	探矿, 回采自由面	放矿		前进式开采, 开凿此巷

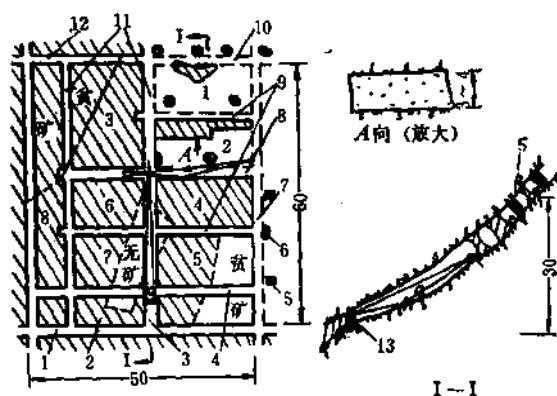


图 2-6-5 阶梯工作面向上回采的分段矿房采矿法

1—阶段平巷; 2—底柱; 3—漏斗; 4—切巷; 5—水泥柱; 6—矿柱; 7—采准天井; 8—分段平巷;
9—分切巷; 10—上阶段平巷; 11—探矿天井; 12—上阶段底柱; 13—电耙硐室

深 1.8~2.2m。自制铵松脂炸药, 火雷管, 大块率 8~10%。

3) 出矿

大部分采场采用电耙耙矿, 使用 14~17kW 绞车, 0.2m³ 梳式耙斗。效率 30~40t/台班, 两台电耙时 50~70t/台班。

4) 采场支护

将贫矿或部分低品位矿石留作矿柱, 而对高品位开采段, 当采场暴露面积大于 25m² 时, 则架设混凝土梁来支护顶板。

6. 技术经济指标

该矿技术经济指标见表 2-6-6。

6.2.2 留矿全面法

6.2.2.1 适用条件

- (1) 矿石和顶板岩石为稳固或中等稳固, 矿石不粘结, 不自燃;
- (2) 矿体倾角由缓倾斜到倾斜 (即 26°~55°), 以倾斜矿体为主;
- (3) 厚度由薄至中厚的矿体, 以薄矿体为主;
- (4) 可用于形态较复杂, 厚度和品位变化较大, 以及底板沿走向和倾斜均有起伏的不稳定矿体。

我国采用留矿全面采矿法矿山的开采技术条件见表2-6-8。

矿山开采技术条件

表 2-6-8

矿山名称	矿体厚度 (m)	矿体倾角 (°)	顶 板	矿 石	底 板
新冶铜矿	10	40~50	灰 岩	含铜黄铁矿 $f=8\sim10$ 稳 固	灰 岩 $f=7\sim8$ 中等稳固
刘冲磷矿	4	35~50	白云岩 $f=8\sim12$ 随风化而异, 一般稳固	磷块岩 $f=6\sim12$ 中等稳固	页 岩 $f=4\sim5$ 不稳固
彭县铜矿	2.8	40~45	片 岩 $f=4\sim8$ 不至中等稳固	含铜黄铁矿 $f=8\sim10$ 稳 固	片 岩
青城县铝矿 子沟坑	0.6~4.0	30~45	片岩、大理岩 $f=4\sim6$, $f=10\sim12$ 不稳固、稳固	$f=8\sim10$ 稳 固	云母片岩、钾花岗岩 $f=8\sim8$, $f=12\sim14$ 不稳固、稳固
哈图金矿	1.23	40~55	辉绿岩 $f=10\sim12$ 中等稳固	石英脉、黄铁矿 $f=8\sim10$ 较稳固	$f=10\sim12$ 较稳固
香花岭锡矿	1~4	36~55	灰岩及大理岩 $f=8\sim10$ 稳 固	$f=8\sim10$ 较稳固	变质砂岩 $f=10\sim14$ 稳 固
东坡多金属矿	0.6~4.0	20~45	石灰岩、大理岩 $f=8\sim10$ 稳 固		石灰岩、大理岩 $f=8\sim10$ 稳 固
通化铜矿	东1.0~2.6 南4.0~10.0	30~60 30~65	石英闪长岩 $f=8\sim12$ 稳 固	黄铜矿 $f=8\sim12$	角闪岩、闪长岩 $f=8\sim12$ 稳 固
铜罗井锰矿	2.2	40~55	砂质灰岩 成片状冒落		砂质灰岩

6.2.2.2 采矿方法的特点

本法是一种组合式采矿方法, 它采用了浅孔留矿法的采场布置, 落矿方式, 又采用了全面法的运搬方式和顶板管理。实际矿山到目前为止, 已经发展了很多变形方案。

- (1) 场内留不规则矿柱的留矿全面法, 如新冶铜矿, 见图2-6-6。
- (2) 场内留有规则矿柱的留矿全面法, 如彭县铜矿, 见图2-6-7。
- (3) 场内不留矿柱的留矿全面法, 如通化铜矿。哈图金矿, 见图2-6-8、2-6-9。
- (4) 伪倾斜推进的留矿全面法, 如铜罗井锰矿, 见图2-6-10。

6.2.2.3 采场布置和构成要素

留矿全面法一般沿走向划分成矿块(矿房和矿柱), 多数矿山在矿房内留有规则和不规则的矿柱。

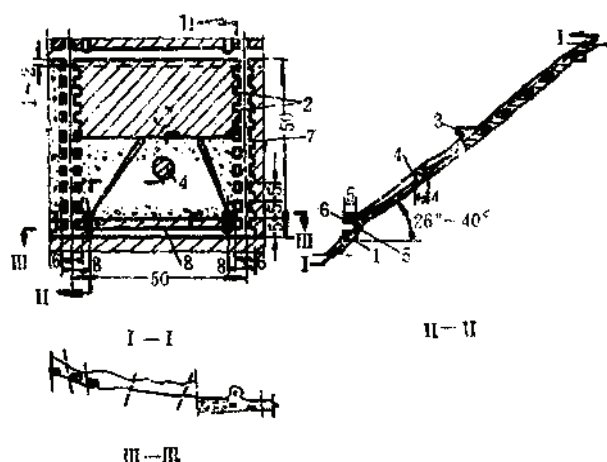


图 2-6-6 新冶铜矿留矿全面法

1—运输平巷；2—联络巷；3—电耙绞车硐室；4—矿柱；
5—矿石溜子；6—电耙绞车；7—天井；8—底柱

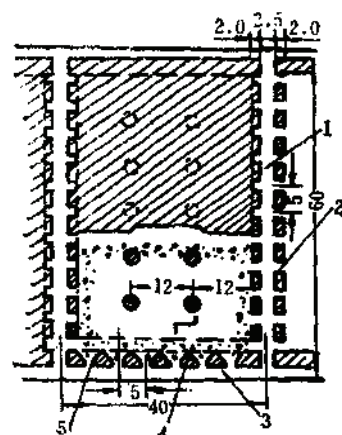


图 2-6-7 彭县铜矿留矿全面法

1—天井；2—联络道；3—运输平巷；4—切割平巷；5—漏斗

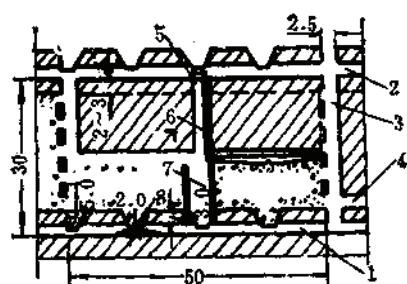


图 2-6-8 通化铜矿留矿全面法

1—阶段运输平巷；2—阶段回风巷；3—端部天井；
4—切割巷道；5—电耙绞车；6—中央天井；7—放
矿漏斗；8—辅助漏斗

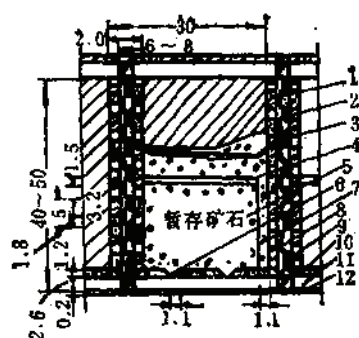


图 2-6-9 哈图金矿电耙出矿留矿全面法

1—人行梯子；2—间柱联络巷；3—电耙绞车；4—副段
矿柱；5—暂存矿石；6—漏斗；7—钢溜井；8—间柱天
井；9—混凝土间柱；10—人工混凝土底座；11—阶段
运输平巷；12—钢筋混凝土底板

根据各矿的情况，矿块的构成要素如下：

(1) 矿块长度一般为 30~60m。哈图金矿为 20~30m。

(2) 阶段高度需根据矿块的斜长和倾角来确定，一般为 20~30m。哈图金矿的采场中部位置有分段巷道，把采场分上、下两个矿房，阶段高度 40~50m，分段高为 20~25m。

(3) 矿块斜长受电耙运距的限制，一般为 30~60m。

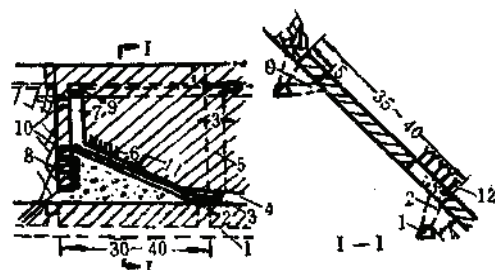


图 2-6-10 铜罗井锰矿伪倾斜杆柱留矿全面法

1—脉外运输巷；2—放矿溜井；3—电耙；4—拉底巷；
5—间柱；6—索孔；7—通风上山；8—滑轮绳套；9—通
风穿脉；10—联络巷；11—工作面推进方向；12—锚杆

(4) 顶柱宽度为2~4m, 但个别缓倾斜矿体不留顶柱或留得很薄。

(5) 底柱宽度3~5m。哈图金矿在分段巷道两侧留有宽度为1.5~2.0m的矿柱。

(6) 间柱尺寸与倾角大小有关, 当倾角在30°~50°时, 宽度为4~8m; 倾角<30°时, 间柱宽2~3m。

(7) 有些矿山的矿房内留有 $\phi=3\sim4\text{m}$ 的场内矿柱支护顶板, 矿柱数量和间距视顶板压力而定。

各矿的矿块构成要素详见表2-6-9。

采场结构

表 2-6-9

矿山名称	采矿方法	阶段高度 (m)	矿块长度 (m)	矿块斜长 (m)	顶 柱 (m)	底 柱 (m)	间 柱 (m)
新冶铜矿	留矿房柱法		50	50	0~2.5	5.0	6.0
刘冲磷矿	留矿房柱法	30~50	30~40				
彭县铜矿	留矿全面法	30	40~60		3~5	3~5	6.5
青城子铅矿	留矿全面法	30	30~40				6~8
哈图金矿	留矿全面法	40~50	20~30		20cm钢筋混凝土		6~8
香花岭锡矿	留矿全面法	27~32	40~60	56	3	4.0~4.5	4
东坡多金属矿	斜工作面电耙留矿法	25~30			2.5~3.0	3.0~4.0	
通化铜矿		30	50	30~60	2~3	3	2
巴里锡矿		20	50~60	40~50	1.5	3	
铜罗井锰矿	伪倾斜杆柱耙矿留矿法		30~40	35~40	5.0 (斜长)		3

6.2.2.4 采准切割

留矿全面法的采准工程布置和留矿法相同, 在国内均用于复杂的中、小型矿山。因此, 大多数矿山是利用旧有勘探工程。留矿全面法包括如下的采准切割工程。

(1) 沿脉运输平巷, 一般利用布置在下盘接触线处、矿体内的沿脉勘探平巷, 个别矿山开凿下盘脉外沿脉平巷;

(2) 采准天井一般布置在间柱内, 天井每隔4~7m开凿联络巷、作行人、通风等用; 有时采场下部是极贫矿石, 则矿石留作永久矿柱, 这时把天井作耙矿道用;

(3) 放矿小溜井的布置, 由于各矿采场顶压大小, 工作面的推进方向, 场内耙矿方式的不同, 而有较大的区别。

例如: 在采场中央或一侧设置一个放矿溜井; 在采场内两侧, 距间柱5m处各设一个溜井; 在采场内沿运输平巷每隔5m设置一个小溜井等。

(4) 矿房回采采用逆倾斜工作面, 切割平巷均布置在矿块的下端部及沿脉运输平巷的上方, 并与沿脉运输平巷相平行;

(5) 底部结构主要采用漏斗自重放矿的形式。

6.2.2.5 回采

1. 工作面的回采方向

回采方向和浅孔留矿法基本相同。

在倾斜矿体中, 采用了逆倾斜推进和在矿堆上凿岩, 避免了沿走向推进时产生凿岩困难和滚石伤人, 以及底板起伏矿体中的扒矿困难。

逆倾斜工作面有两种形式:

(1) 矿体形态较复杂, 则采用逆倾斜直线工作面;

(2) 采场尺寸较小, 矿体较规整, 采用倾斜工作面。

而逆伪倾斜工作面又细分为按一个固定不变的伪倾斜推进或按由缓变陡的伪倾角推进, 前者如东坡多金属矿, 后者如香花岭锡矿, 铜罗井锰矿。

2. 回采顺序

(1) 倾角 $30^{\circ} \sim 50^{\circ}$ 的矿体, 厚度 $<3.0\text{m}$, 采用逆倾斜单层一次推进;

(2) 倾角 $30^{\circ} \sim 50^{\circ}$ 的矿体, 厚度 $>3.0\text{m}$, 采用分层推进(下分层或上分层先回采), 或超前推进(即上分层超前下分层一进尺);

(3) 倾角 $<30^{\circ}$ 的中厚矿体, 下分层先沿走向推进; 以上各分层划分成条带, 采用顺或逆倾斜回采。

3. 落矿方式

采场内采用浅孔落矿。凿岩设备一般采用YT-25、YT-30、7655等气腿式凿岩机, 打顶眼, 个别矿山采用01-45型上向凿岩机, 打挑顶眼。

在留矿堆上凿岩, 留矿堆至工作面的空间高度, 保持在 $1.8 \sim 2.5\text{m}$ 之间。

炮眼采用梅花型排列, 孔深在 $1.2 \sim 2.0\text{m}$, 眼距为 1.0m , 排距 0.7m , 孔径 38mm 。

爆破后的块度, 彭县铜矿为: $>0.4\text{m}$ 占 17.7% ; $0.4 \sim 0.1\text{m}$, 占 25.3% ; $<0.1\text{m}$, 占 57.0% 。

有关凿岩参数详见表2-6-10。

凿 岩 参 数

表 2-6-10

矿山名称	采场回采方向	设备型号	同时开动 设备台数	设备台班 效率 (t)	炮孔布置 型 式	孔 径 (mm)	孔 深 (m)	排 距 (m)
新冶铜矿	逆倾斜直线工作面	YT-25		62	梅花型			
刘冲磷矿	逆倾斜直线工作面	7655		28.5m		38	2.0	
彭县铜矿	逆倾斜直线工作面	01-45 (倾角 $40^{\circ} \sim 60^{\circ}$) YT-25, YT-30 (倾角 $<30^{\circ}$) YT-25, 7655	3~4	35~40	梅花型		1.2~1.5	0.7
青城子铅矿	逆倾斜直线工作面	YT-25, 7655						
哈图金矿	逆倾斜直线工作面							
香花岭锡矿	逆倾斜倾斜扇形工作面	01-45	2	72	梅花型		1.8~2.0	1.0~1.2
东坡多金属矿	逆倾斜伪倾斜工作面	7655			梅花型	42	1.8~2.0	

4. 出矿

1) 运搬方法

该法的运搬方式和全面法基本相同。

采场运搬设备: 多数矿山是用电耙出矿; 有些矿山以电耙为主, 并配备其他辅助设备。

电耙运搬方式分单段电耙运搬和主、辅两段电耙运搬。

(1) 单段电耙在采场内的耙行方向有: 沿倾斜耙行、沿伪倾斜耙行和沿走向耙行;

(2) 两段电耙耙行时, 主段采用固定绞车, 装于溜井上口处的硐室内, 耙斗将工作

面矿堆上的矿石耙全放矿溜井内, 辅段是耙斗绞车, 装于天井联络道内, 随矿房回采而向上移动。耙斗起平场和矿石集中的作用。

2) 出矿步骤

出矿步骤和浅孔留矿法基本相同, 分局部出矿和采后的大量出矿。但局部出矿的矿量, 只要求留下的矿堆能保持必要的操作空间, 不要求对顶板的支护。因此, 出矿比例不像浅孔留矿法那样严格要求。但出矿比例也不尽相同。例如铜罗井锰矿、东波多金属矿、哈图金矿的局部出矿的出矿比(指崩落下的矿石与局部出矿量之比)为40~60%; 巴里锡矿为30~40%; 荆襄、刘冲磷矿为50~60%。

大量出矿, 待矿房回采结束后进行, 余下40~70%的矿量, 在一定时间内出完。

各矿的出矿设备及效率详见表2-6-11。

出矿设备及效率

表 2-6-11

矿 山 名 称	出 矿			装 车 方 式	
	设备型号	同时工作 台 数	设备效率 (t/d)	溜井(漏矿口)间距 (m)	平巷位置
新冶铜矿	2PK-14	4	40~60	每个采场有2个溜井, 间距5	
刘冲磷矿	30kW	1~2		5~7	脉内
彭县铜矿	2PK-14, 2PK-10, CA-3			5	脉内

5. 采场支护

留矿全面法的采场支护形式, 基本上和全面法相同。

为了防止矿岩自行冒落和有效控制地压, 回采过程中即刻进行采场的支护。按岩石的稳固程度、采场跨度的大小、顶板的透水性、矿石品位等情况来选择支护形式和矿柱的位置。

支护的形式有如下几种情况

(1) 随回采的推进, 在矿房内留下少量的不规则护顶矿柱。例如新冶铜矿等;

(2) 顶板不太稳固时, 除留护顶矿柱外, 并以杆柱, 立柱等辅助支护配合。例如彭县铜矿;

(3) 采场直接顶板稳固, 但中间有软夹层, 则可不留场内矿柱, 仅采用锚杆锚固顶板, 例如铜罗井锰矿。

各矿的采场支护见表2-6-12。

6.2.2.6 技术经济指标

各矿的技术经济指标见表2-6-13。

6.2.2.7 实例

新冶铜矿属热液交代矿床, 分别有520、420、320号三个矿体。矿体形状不规则, 产状不稳定, 形态十分复杂。

1. 开采技术条件

新冶铜矿开采技术条件如表2-6-14所示。

2. 采场支护

采 场

表 2-6-12

支护形式	规 格	新冶铜矿	彭县铜矿	香花岭铜矿	巴里湖矿	铜罗井锰矿
矿柱支护	尺寸(m)	$\phi 4.0$	$\phi 3.4$	$2 \times 2 \sim 4 \times 3$	$2 \times 2 \sim 2 \times 3$	
	间距(m)	每个采场留 1~2个矿柱	$10 \times 10 \sim 13 \times 14$	采场内留1~2 个矿柱		
锚杆支护	锚杆形式					注浆锚杆
	间 距					$1.6 \times 1.6\text{m}$ 等 边三角形

技 术 经 济 指 标

表 2-6-13

矿 山 名 称	技 术 指 标				劳 动 生 产 率 (%)		每 吨 材 料 消 耗					
	矿块生 产能力 (t/d)	采掘比 (m/ kt)	损失率 (%)	贫化率 (%)	凿岩工 数	矿石工 数	炸药 (kg)	水泥石灰 (kg)	导火线 (m)	钎子钢 (kg)	合金片 (g)	坑 木 (m ³)
新冶铜矿		21.4	6~9	19.28	32.0	10.52	0.37	0.36	1.4	0.04	1.58	0.00027
刘冲磷矿	268		10.11	2.79		9.0	0.466	0.45	1.134			0.0006
彭县铜矿	30~40	23.9	19.23	7.29				0.3			2.30	0.00079
青城子铅矿	60~80	10~28	10.0	15.0	40.0	5~4						
哈图金矿	50		15.0	37.0								
香花岭锡矿	80	17	11~24	14~30		12~10	0.4~0.6	0.4~0.6	0.9~1.2	0.02~ 0.027	0.9~1.1	0.00016
东坡多金属矿	50~60		7.2	11.15								
通化铜矿			15.0	10.9		7~8						
铜罗井锰矿	131		26.10	8.4		5.33	0.25			0.0032		0.015

开 采 技 术 条 件

表 2-6-14

矿 体	矿体厚度 (m)	矿体倾角 (°)	顶 板			矿 石			底 板		
			岩 石	硬 度 (f)	稳固性	岩 石	硬 度 (f)	稳固性	岩 石	硬 度 (f)	稳固性
520	7.0	26~55	石灰岩	4~6	稳固	含铜黄铁矿	8~10	稳固	石灰岩	7~8	稳固
420	2.0	26~55	石灰岩	7~8	稳固	同上	同上	同上	同上	同上	同上

注：520和420矿体相距60m

该矿开采技术条件复杂，经过几次改用采矿方法，以留矿全面法最适合地质特征的要求。

3. 矿块布置和构成要素

一般沿阶段走向布置矿块，矿块内有矿房和顶、底、间柱。其构成要素见表2-6-9。

4. 采准切割

1) 采准

脉内布置单轨运输平巷，大部分不支护。回风利用上部阶段运输平巷。采准上山布置在采场两端的房间矿柱内，每隔4~5m用横穿与采场联通。放矿溜井每个采场两个，一般布置两端间柱处，与间柱相距5m。

2) 切割

以切割平巷为自由面把矿房顶壁切开发成矿室，形成高度为2m，长度为矿房长度，宽度为矿体水平

厚度的空间,作为补偿空间。

5. 回采

本法是分两个步骤进行回采,先采矿房,后采矿柱。

1) 矿房落矿

主要采用浅孔落矿方式,用YT-25型等凿岩机打眼。自下而上的逆倾斜逐层回采,分层高度与矿体倾角有关,一般1m左右。该矿多数工作面为下盘超前开帮,用压顶眼落矿。

2) 运搬

一般利用电耙运搬,特别是底板起伏的工作面。每个采场布置4台电耙,拉底层两侧电耙硐室内2台出矿,另2台随工作面上升,作平场之用。矿石经接力耙运至溜井自重放矿。

3) 矿柱回采

520矿体矿柱量占采场中采出矿量的16.7%,420矿体占11.7%。

一般矿房中所留的不规则矿柱不予回收外,其他矿柱(顶、底、间柱)适当给予回收。

该矿矿柱,均在未充填的采空矿房中进行浅孔爆破给予回收。

顶柱视回风平巷的保存与否,一般可并入矿房一次回采,也可利用运输平巷进行回采。

底柱除采场拉底层有大量废石或回采条件有特殊困难外,一般并入下部顶柱或矿房一次回采,或采用后退式分段回采

间柱:除每隔200m留一个间柱以支承采空区外,其余间柱利用采准上山给予回采。

6.3 房柱采矿法

国内所使用的房柱采矿法,为浅孔房柱法和中深孔房柱法。

6.3.1 浅孔房柱采矿法

6.3.1.1 适用条件

- (1) 主要适用于矿石和围岩稳固与较稳固的矿体;
- (2) 矿体倾角 30° 以下;
- (3) 矿体厚度小于8~10m;
- (4) 价值不高或品位较低的矿石。

有关采用浅孔房柱采矿法矿山的开采技术条件见表2-6-15。

6.3.1.2 基本方案和特点

1. 基本方案

- (1) 浅孔普通房柱采矿法,见图2-6-11、2-6-12。
- (2) 全面房柱采矿法为一特例,详见图2-6-13。

2. 特点

浅孔房柱法根据矿体产状和设备的要求,一般沿走向划分采区或矿块,矿块又分为矿房和矿柱(少数矿山垂直走向划分);而全面房柱法的矿块由若干彼此连通的矿房所构成,矿块内的矿房为非独立回采单元。为了支撑回采空间的顶板,空场内留有规则的矿柱,可使人员在空场下顺利完成各项作业。

6.3.1.3 采区的布置和构成要素

1. 采区的布置

各矿开采技术条件

表 2-6-15

矿山名称	厚度 (m)	倾角 (°)	矿 石			顶 板			底 板		
			矿石类型	硬 度 (f)	稳 固 性	岩石类型	硬 度 (f)	稳 固 性	岩石类型	硬 度 (f)	稳 固 性
锡矿山锡矿	I, 1~3 II, 6~8 III, 4	10~20	含锡硅化 灰岩	12~16	稳 固	I, 页岩 II, 页岩或灰页岩 III, 灰页岩	4~6	I, 欠稳固 II, 欠稳固 III, 较稳固	硅化灰岩或 灰岩	8~12	较稳固
福山洞矿	0.7~3.0	0~40	黄铜矿	10~12	稳 固	片岩、伟晶岩	10~12	稳 固	大理岩	10~12	稳 固
贵州汞矿		杉*, 5~7 张*, 7 冷*, 3~5				白云岩 白云岩 灰 岩	8~10 3~12 8~10	较稳固 稳 固 较稳固			
荆钟磷矿	3.5~5.5	北, 20 南, 60~70	磷块岩 (品位: 29.6%)	3~6	上部易片帮, 下部较稳固	灰质白云岩	8~10	中等稳固	页 岩	3~5	浅部易碎, 深部较稳固
刘冲磷矿	0.4~0.5	35~70	磷块岩			灰质白云岩	8~10 5~8	较稳固 不稳固	页 岩	4~6	较稳固
马甲脑铁矿	10~12	5~7	磁铁矿	10~12	中稳至稳固	二长岩、石灰 岩、大理岩	8~12	中稳至稳固	二长岩、大 理岩、石灰岩	8~12	中稳至稳固
酒顶铅锌矿	4号, 10.0 6号, 6.0 1.7号, 10.0	4号, 8 6号, 5 1.7号, 8	硫化矿石、 混合氧化矿 石	6~7	中等稳固	桂林灰岩	6~7	中等稳固	砂页岩、灰岩	6~7	不稳至中等 稳固
沃溪金矿	4.5	20~38	石英岩	8~12	稳 固	板 岩	4~7	不稳至中等稳固	板 岩	4~7	不稳至中等稳固
新晃汞矿	1~2	15~25	白云岩		稳 固	夹泥质白云岩		稳 固			
白石潭铁矿	1.5~2.0	25~36	菱铁矿 赤铁矿	8~10 5~8		石英砂岩 (直 接顶板 粘土页 岩, 厚0.5m)	10~16 (砂岩) 6~8 (粘土页岩)	较稳固	田坝煤系或 炭质页岩	2~3	
黄山岭铅锌矿	3.0	8~30	硫化矿			灰黑色硅质页岩		欠稳固	灰 岩		稳 固

杉—杉木董; 张—张家湾; 冷—冷风洞。

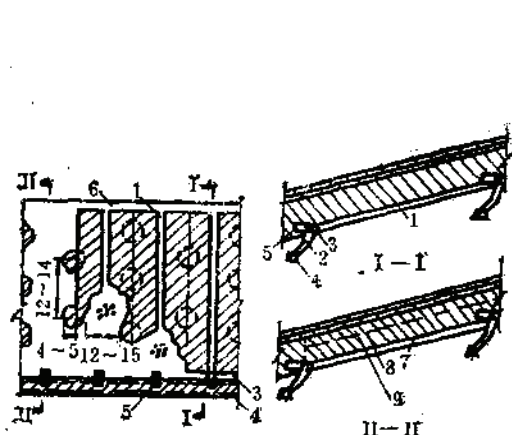


图 2-6-11 铜矿山磷矿房柱法

1、7—切割上山；2—溜井；3—切割平巷；4—运输大巷；
5—绞车硐室；6—回风平巷；8—回采层高；9—顶柱

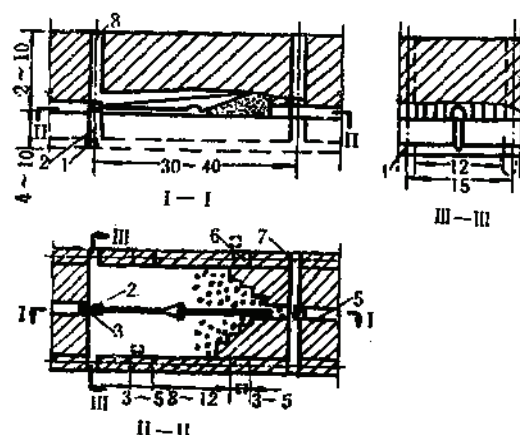


图 2-6-12 贵州汞矿房柱法

1—下穿脉运输巷；2—放矿漏斗；3—电耙绞车；
4—下穿脉运输巷；5—切割上山；6—矿柱；7—上
穿脉巷（切割平巷）；8—切割立槽

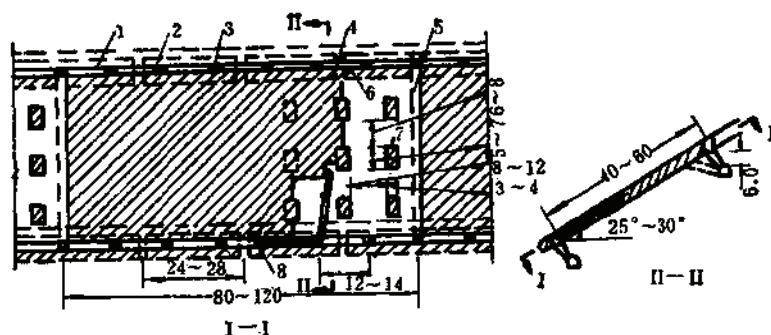


图 2-6-13 白石潭铁矿全面房柱法

1—阶段运输平巷；2—切割平巷；3—漏斗；4—回风巷；5—切割上山；6—顶柱；7—房间矿柱；
8—电耙绞车

一般情况下采用沿矿体走向划分若干个采区。采区内，一般划分5~7个矿块；个别情况可增至8~10个矿块，亦可减至3~4个矿块。

遇有顶板管理的需要而设置倾斜区域性矿柱时，亦可按此矿柱划分独立的采区。

当矿体走向长度较短、规模较小时，可不划分采区，而直接划成矿房、矿柱。

采区之间为了确保安全，须留连续性的永久矿柱。

而全面房柱法是沿矿体走向划分矿块。矿块内再划分出非独立的矿房、矿柱。

2. 矿块的布置

矿块的布置基本上受耙行方向的影响，即矿房的长轴沿矿体倾斜方向布置。有时由于矿体产状的原因，决定了房柱法的矿房长轴有时沿走向，有时沿倾向布置。

目前极缓的石膏矿体，其采场内采用了T、G型装运机出矿，为了提高效率和减少工程，采用了矿房长轴沿矿体走向布置。

3. 构成要素

- (1) 阶段高度为15~25m时, 不再划分段; 高度为30~50m时, 一般分2~3个分段;
- (2) 矿块斜长主要受电耙运距的限制, 一般为30~60m;
- (3) 采区长度一般30~80m, 5~7个矿房; 在全面房柱法为80~100 (如白石潭铁矿);
- (4) 矿房宽度波动在5~18m之间, 一般为6~12m;
- (5) 房间 (采矿内) 矿柱一般采用圆形和方形矿柱。其矿柱规格, 圆形 $\phi 2 \sim 5$ m, 方形为 $3 \times 3 \sim 4 \times 4$ m。矿柱间距为5~8m, 个别达8~12m;
- (6) 顶柱宽度一般为1~3m;
- (7) 底柱宽度一般为2.6~7.0m;
- (8) 采区间矿柱宽度一般为4~6m。
- 浅孔房柱法结构参数详见表2-6-16。

浅孔房柱法结构参数

表 2-6-16

矿山名称	中段高度 (m)	矿块斜长 (m)	采区长度 (m)	采区内矿块 个数 (个)	矿块宽度 (m)	矿房宽度 (m)	间柱宽度 (m)	顶柱宽度 (m)	底柱宽度 (m)	采区矿柱 宽度 (m)
锡矿山锡矿	30~60	40~60		5~7	15~20	12~15	$\phi 4 \sim 5$	3~6	3~6	3~4
福山铜矿	30	40~60	50	5~6	8~10	6~8	$\phi 2 \sim 2.5$			
贵州汞矿		30				6~15	$\phi 3 \sim 5$			
荆竹磷矿	35	100 分段34~37	60	5		8~11	2×2 3×3 4×4		2.5~3	
刘冲磷矿	50	分段20~30	30~40	2		8~16	2~4	1~1.5		
乌甲脑铁矿		30~50		8~10	10	7~8	2×3 3×4	2~3	4	6.0
酒顶铅锌矿		25	25				$\phi 4 \sim 5$			
湘西金矿	25	55~60	40~80			5	3×4		5~7	
新晃酒店矿矿区		63			15	12	3.0	3.0	3.0	
白石潭铁矿	15~25	40~60			8~12	8~12	5~7×3~4	3.0		
黄山岭铅锌矿		60		3~4		12~15	$\phi 3 \sim 5$	4.0	4.0	

6.3.1.4 采准切割

浅孔房柱法有脉外和脉内二种布置形式。

(1) 沿脉运输平巷的布置, 根据矿山生产能力, 阶段矿石储量大小来确定。一般当矿山能力和储量大时采用脉外或脉内外联合布置, 反之, 用脉内布置。

一般沿矿体与底板接触线处布置脉内平巷, 底板以外大于6m处布置脉外平巷;

(2) 穿脉平巷出现在矿体较缓、分段出矿, 以及运输巷与矿房长轴平行时, 才在底板内布置穿脉巷; 一般穿脉平巷与分段溜井相通;

(3) 切割平巷布置在矿房下端部的下盘矿体内, 与沿脉大巷平行 (个别情况与穿脉

巷平行)，作切割自由面。采用脉内大巷时，有时省去该巷，

(4) 切割上山在每个矿房中间沿底板脉内布置一条；而全面房柱法则一般在每个矿块的一侧布置一条脉内上山。该巷作切割自由面、回风之用；

(5) 电耙绞车硐室在浅孔房柱法内，布置在切割上山下端部的上盘内。全面房柱法是采用移动绞车，绞车一般安置在切割平巷内。

根据需要还布置有矿房联络平巷、废风眼、人行井等。

底部结构，当采用脉外大巷时用集中溜井放矿；脉内大巷时采用漏斗口放矿。

6.3.1.5 回采

1. 回采顺序

采区回采应避免地压集中。沿走向一般采用中央向两侧推进或自一侧向另一侧推进，不采用两侧向中央推进。

采区内为了提高开采强度，可保持三个矿房同时作业。三个回采矿房的作业一般是切割、拉底回采和压顶回采，为了有效控制地压，各工作面间应保持相距10~15m。

2. 分层开采

(1) 矿体厚度 $<2\sim3\text{m}$ （个别亦可为 $<4\text{m}$ ）时，采用整层开采；

(2) 矿体厚度 $>2\sim3\text{m}$ 时，进行分层开采；

(3) 矿体厚度 $>5\text{m}$ 时，采用留矿堆的办法进行凿岩。

浅孔房柱法存在松石处理比较困难，开采厚度应 $<8\text{m}$ 。

当矿体厚达12~20m时，采用分段回采。

3. 回采顺序

1) 拉底与挑顶的关系

矿房内的回采，一般采用先拉底，后挑顶的上向回采，上向回采有如下的优点：

(1) 上向回采比下向回采效率高；

(2) 上向回采清扫底板容易；

(3) 在高空下作业的停留时间短。

一般采完拉底后，再进行挑顶；而不采用边拉底、边挑顶的办法。

2) 挑顶方式

当矿体较厚，采用多分层浅孔挑顶时，一般有两种挑顶方式：

(1) 下分层回采后，再回采上分层；

(2) 几个分层同时回采，形成倒梯段工作面，在留矿堆上打眼。

3) 工作面推进方向

(1) 整层和分层回采，为了提高爆破和耙运效率，一般采用逆倾斜拉底推进。个别情况下由于采区顶板较差而采用顺倾斜推进。

工作面推进的形状有直线形、阶梯形和倒V形。

拉底高度一般为2.5~3.0m，个别为4.0m。

全面房柱法采用沿走向推进；

(2) 挑顶有逆倾斜、顺倾斜和沿走向三种推进方向。每次推进的分层高度一般为2.0m；

(3) 浅孔房柱法，每个矿房内有一条切割上山，因此，一般以矿房下端的切割巷和

切割上山交汇处为回采的自由面。个别矿层上部为软质矿石时,可把切割上山扩大成4m宽度,而直通顶板的切割空间,并使回采工作面形成正台阶,沿走向分段分层推进。

全面房柱法的矿块,仅在矿块一侧有一条切割上山,利用切割上山作自由面沿走向推进,开采到房间矿柱后,则利用超前导洞作自由面,再开采下一个矿房。

4. 落矿

落矿使用的气腿式凿岩设备有:

(1) 拉底及压顶落矿一般采用YT-25、YT-30、7655型凿岩机;

(2) 挑顶落矿采用YSP-45、01-45型凿岩机。

矿体厚度大于5.0m时,在留矿堆上打眼。工作面的空间高度,一般应保持在2.0~2.5m。

炮孔孔径为36~44mm,孔深一般可用1.6~3.0m,亦可为3.0~5.0m,特殊情况下用1.2m;排距为0.8~1.2m;眼距为0.6~1.2m;崩矿量为1.5~3.0t/m。

有关各矿凿岩参数详见表2-6-17。

各矿凿岩参数

表 2-6-17

矿山名称	作业方式	设备型号	凿岩	设备台班效率(t)	孔径(mm)	孔深(m)	排距(m)	眼距(m)	最小抵抗线(m)
锡矿山锡矿	拉底、压顶、挑顶	YT-25 YT-30 YSP-45	沿矿体倾角打垂直或急倾斜炮孔			2.4			
福山铜矿	拉底、压顶	7655	平行上山			1.8~2.2			0.6~0.7
荆钟磷矿		7655		110~55	38~42	2.0~3.5			0.8~1.0
刘冲磷矿		7655			36~38	3.0			1.2~1.3
马甲脑铁矿		YT-25			38	1.2~1.5	1.2	1.0	
泗顶铅锌矿	拉底、压顶	YT-25、30 7655			40	1.6~3.0	0.8~1.0	0.8	
沃溪金矿区		7655			40~44	2.0~3.0			0.8~1.2
白石潭铁矿		YT-25			36~42	2.0~3.0			

5. 出矿

1) 电耙运搬

较大矿房一般用2DPJ-23、30型绞车,配0.3~0.4m³耙斗,较小矿房用2PK-13、14型绞车,配0.2m³耙斗。

采用2DPJ 23、30型绞车,其台班效率为100t;采用2PK-13、14型绞车,为60~70t。

采场内一般采用直线耙矿,当个别矿体倾角>30°时,为了预防滚石伤人,采用转向90°耙矿。矿房内一般设置绞车硐室,向溜井内耙矿。

全面房柱法采用移动绞车,随工作面推进而移动,一般利用切割平巷作硐室,并每隔6~10m设一漏斗口。

2) 装运机(或装岩机)运搬

装运机出矿的效率,受运距、爆堆高度、大块率、风压、维修制度的影响较大,在30m的运距下,ZYQ-14型装运机的台班出矿效率为130~150t,T₂G型装运机处理残矿为70t。

在极缓矿体中,使用装运机效果较好。

浅孔房柱法中,当矿体厚度>8m时,可用底盘漏斗出矿。

各矿的出矿设备和效率详见表2-6-18。

出 矿 效 率

表 2-6-18

矿山名称	设备型号	耙行方向	耙运距离(m)	设备效率(t/d)
锡矿山锡矿	2DPJ-28,30	倾斜,向下	40~60	50~80
福山铜矿	30kW,13kW	水平,倾斜	40~50	80~100
贵州汞矿	13kW,14kW,28kW,T ₂ G	倾斜	30	60~100
荆州磷矿	2DPJ-30	倾斜、水平	30~37	150~200
刘冲磷矿	2PK-14,2DPJ-28		34	28.7
马甲脑铁矿	2DPJ-28	倾斜	30~56	
酒厂铅锌矿	2PK-14,2DPJ-28,30			25
白石潭铁矿	2PK-14	倾斜	40~60	42
黄山岭铅矿	2DPJ-30			

6. 采场内支护

浅孔房柱法除留有顶、底、间柱来维护采场外,而房间又留有规则的矿柱来支护顶板。

场内每列矿柱之间的间距,视矿房宽度而定,房间矿柱的形状、尺寸和沿倾斜的间距,根据各矿的情况,综合叙述如下。

圆形矿柱,φ2~6m,一般为φ3~5m,沿倾斜间距为4~12m,一般为5~8m。

长方形和方形矿柱为2×2~4×4m,2×3~3×5m,间距为5~12m,一般为6~9m。

确定房间矿柱尺寸,主要根据实践经验,通过计算方法确定的尺寸仅起校验性作用。

计算法一般采用简化法,假设矿柱处于简单的单向均匀受压状态,即每个矿柱支撑一个正方形覆盖岩柱。

1) 求矿柱所受的压应力

$$\sigma_1 = \frac{\sigma_2}{1-P} \quad (2-6-1)$$

$$\sigma_2 = \gamma H$$

式中 σ_1 ——矿柱所受的压应力, t/m²;

P ——回采率, %;

σ_2 ——原岩均匀分布的垂直应力, t/m²;

γ ——覆盖岩层平均容量, t/m³;

H ——覆盖岩层厚度(包括表土层), m。

2) 求 S_1

$$S_1 = n\sigma_1 \quad (2-6-2)$$

式中 σ_c ——矿柱抗压强度, t/m^2 ;

n ——安全系数, 一般取 2;

3) 间隔矿柱受力计算, 按下式进行

$$\sigma_1 = \frac{\sigma_c A^2}{\pi R^2} = \frac{\gamma H A^2}{\pi R^2} \quad (2-6-3)$$

式中 A^2 ——正方形岩柱底面积, m^2 ;

R ——矿柱的直径, m 。

6.3.1.6 技术经济指标

某些矿山的技术经济指标见表 2-6-19。

技术经济指标

表 2-6-19

矿山名称	矿块生产能力 (t/d)	采切比 (m/kt)	损失率 (%)	贫化率 (%)	掌子面 工班效率 (t)	每吨矿石材料消耗					
						炸药 (kg)	雷管 (个)	导火线 (m)	钎子钢 (kg)	硬合金 (g)	木材 (m ³)
锡矿山锡矿	60~100	5~15	20~30	5~10	10~14						
福山铜矿	90~120	33	13	15	10	0.35	0.60	0.60	0.03	1.2	
贵州汞矿	薄矿体 50			50~85	6.4						
	中厚矿体		3~5	7~25	9~16	0.218	0.234	0.548	0.027	1.487	
	170~290										
荆钟磷矿	150~200	11.7	16.6	4.5	11.44	0.187	0.205	0.541		0.306	0.0005
刘冲磷矿	110~150	12.0	19.06	7.84	9~11	0.228	0.280	0.500	0.032	1.00	0.0006
马甲铁铁矿	40	20	30.1	23.72	3.3	0.400					
酒顶铅锌矿	136	6.5	11.5	17.2	14.25	0.398	0.416	0.934	0.016	1.03	0.0024
湘西金矿	70	13.5	13.3~17.4	5~10	7~8	0.275	0.280	0.62	0.015	0.17	0.0002
新晃汞矿	90~120	15~25			7~10	0.25~0.30	0.4~0.5	0.8~1.1	0.03~0.05	1.0~1.5	0.001~0.003
酒店矿区											
白石河铁矿	40~48	16	22.73	6.89	7.31	0.29	0.32	0.85	0.03	0.96	
黄山岭铅锌矿	49	33.5	6.9~11.96	16.5~18.7	10.73	0.35					0.0003

6.3.1.7 实例

锡矿山锡矿属低温热液矿床, 呈似层状产出。从上至下有三个主要含矿层。采用房柱法地区的开采技术条件见表 2-6-20。

开采技术条件

表 2-6-20

矿层	厚度 (m)	倾角 (°)	顶板			矿石			底板		
			岩石	硬度(f)	稳固性	矿石	硬度(f)	稳固性	岩石	硬度(f)	稳固性
1号	1~4	15~30	页岩	4~6	不稳固	硅化灰岩	12~16	稳固	硅化灰岩或灰岩	8~12	稳固
2号	6~8	15~30	砂化灰岩或灰页岩互层		中等稳固	硅化灰岩	12~16	稳固	硅化灰岩或灰岩	8~12	稳固
3号	4~6	15~30	页岩		中等稳固	硅化灰岩	12~16	稳固	硅化灰岩或灰岩	8~12	稳固

1. 采矿方法

该矿选用的采矿方法有普通房柱法、杆柱房柱法、人工壁柱房柱法和底盘漏斗房柱法。其适用条件见表2-6-21。

适用条件

表 2-6-21

采矿方法	矿石稳固性	矿石价值和品位	顶板稳固性	矿体厚度(m)	矿体倾角(°)
普通房柱法	稳固	品位较低	稳固	薄至中厚	<30°
杆柱房柱法	稳固		不够稳固	薄至中厚	<30°
人工壁柱房柱法	稳固	较高	稳固至不够稳固	薄至中厚	
底盘漏斗房柱法	稳固			>8	

这几种方法的特点是矿体沿阶段走向划分为规则的矿房和矿柱。用矿柱支撑空区顶板,使人员直接在空场下完成各项作业。围岩不稳固时,采用锚杆加固顶板。

2. 矿块布置和构成要素

矿房和矿柱一般沿倾向布置,其具体布置尺寸详见表2-6-22。

构成要素

表 2-6-22

采矿方法	采场斜长(m)	采区内矿块数(个)	矿房跨度(m)	房间矿柱宽度(m)	房间矿柱倾斜间距(m)	顶底柱宽度(m)	采区矿柱宽度(m)
普通房柱法	40~60	4~6	12~15	Φ4~5	6~8	3~4	3~4
杆柱房柱法	40~60		8	3×4	5	3	3

技术经济指标

表 2-6-23

采矿方法		采场生产能力(t/d)	采切比(m/kt)	回采率(%)	贫化率(%)	工作面效率(t)	凿岩台班效率(t)	炸药消耗(kg/t)	坑木消耗(m³/t)	万吨锚杆消耗量(根)	锚杆安装台班效率(根)
普通房柱法		80	5~15	70~80	5~10	12~15	80				
杆柱房柱法	整层开采	50~60	30~40	70~75	25~35					1200~1500	15~20
	分层开采	80	5~15	75~80	5~10					500~800	15~20
底盘漏斗房柱法		100~200	10~20	80~85	6~8	14~20	80~120	0.35	0.0007		

3. 采准切割

普通房柱法在矿体底板沿走向掘进采区运输道。其一侧向矿房下端掘一放矿溜井。以溜井为起点,沿矿体底板倾斜方向掘一脉内采准天井。直通上部回风巷道,再沿矿体走向在矿房下部掘进切割平巷。

4. 回采

采场回采分拉底和压顶两个步骤,而先拉底后压顶。

拉底以矿房下部的切割平巷和采准天井作自由面,由下而上沿倾斜方向呈倒阶梯形工作面进行拉底。拉底高度为2.5~3.0m。

采场全部拉完底后,进行分层压顶。分层高度一般为2.0m,在矿堆上用水平或倾斜孔带矿,孔深2~3m。

5. 矿石运搬

采场用28~30kW电耙绞车出矿。拉底时矿石需全部出空。压顶时耙出30%左右,待全部压完顶后,才进行大量出矿。

6. 采空区处理

采场出完矿石后,封闭好空区,用废石或尾砂进行充填。

7. 技术经济指标

技术经济指标见表2-6-23。

6.3.2 中深孔房柱采矿法

6.3.2.1 适用条件

(1) 矿石稳固和中等稳固。当顶板围岩稳固或中等稳固时,采用不切顶或不预控顶;当顶板不太稳固或局部不稳固时,可采用切顶与预控顶;

(2) 矿体倾角 $\leq 30^\circ$;

(3) 厚度 $\leq 6\sim 8\text{m}$ 的矿体,采用不切顶房柱法;厚度 $8\sim 10\text{m}$ 的矿体,可采用浅孔切顶房柱法;厚度 $11\sim 12\text{m}$ 的矿体,可用中深孔切顶房柱法;

(4) 顶板接触面平整,可采用不切顶房柱法;顶板接触面不平整,可采用切顶房柱法;

(5) 使用于低品位、价值低、围岩性较好的矿石中。

国外房柱法一般用来开采水平或缓倾斜、矿岩稳固或中等稳固的矿床。但是随着采矿、充填工艺和自行式采、装、运、支护设备的发展,现已用于顶板不太稳固的矿体中(如苏联哲兹卡兹干铜矿、法国洛林铁矿等),或缓倾斜、倾斜的厚大矿体中(例如加拿

某些中深孔房柱法矿山的开采技术条件

表 2-6-24

矿山名称	矿体厚度 (m)	矿体倾角 (°)	矿 石			顶 板			底 板		
			矿石类型	硬度(f)	稳固性	岩石类型	硬度(f)	稳固性	岩石类型	硬度(f)	稳固性
良山铁矿 太平山矿区	4~10	10~30	磁铁 石英岩	12~14	稳固	二云母 石英片岩	10~12	稳固	绿泥石 石英片岩	8~10	较稳固
荆襄磷矿 王集矿	8	30	磷块岩	8~12	稳固	白云质 泥灰岩	6~10	中等稳固	白云质 泥灰岩	6~10	中等稳固
溢泥坪铜矿 黑矿尖子矿	2~8	15	碳泥质 白云岩	6~8	较欠稳固	泥 质 白云岩	4~8	不稳至 中等稳固	层 状 白云岩	8~10	稳固
阜定铜矿 郝家河矿	7	10~15	长石石英 砂 岩	10~12	中等稳固 至稳固	长石石英 砂 岩	8~10	中稳至 稳 固	长石石英 砂 岩	8~10	中等稳固 至稳固
瑞 典 Laisvall	16~27	5	石英砂岩		中等稳固 至稳固	砂岩			板岩、 砂岩		
加拿大 针山矿	33.5	23	黄铜矿、 斑铜矿		中等稳固	燧石灰岩		中等稳固 至稳固			
苏 联 Джезказ- ганское矿	1.5~35	0~5		10~16		砂岩、 泥板岩	6~8	不太稳固	砂岩		
法国 洛林铁矿	1.7~7.0	2~7	鲕 状 褐铁矿	6~8	不稳固 至中稳	泥灰岩、 石灰岩		中 稳 至稳固			中等稳固
美国 白松铜矿	2.6~4.0	10	黄铜矿		稳固	页岩		稳 固 至不稳			稳固

如铜矿、钨矿、钼矿、钨铁矿等。这种方法还可用来开采建筑物和水库下面的矿体，也可开采海底矿体（例如加拿大伏尔加矿、智利矿、墨西哥托孔普矿等）。

有关中深孔房柱法的开采技术条件详见表2-6-24。

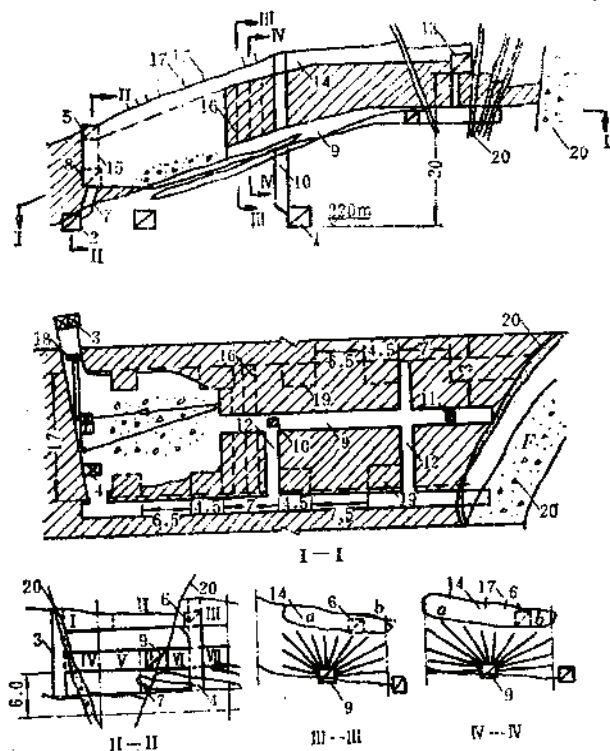


图 2-6-14 良山铁矿太平山矿区锚杆预控顶中深孔房柱法

1—运输平巷；2—沿脉平巷；3—人行提升井；4、5、6—切顶层的下矿井、切割平巷、切割上山；7、8、9—回采层的下矿井、切割平巷、凿岩平巷；10—采场中部下矿井；11—通风小井；12—联络平巷；13—240m回风水平；14—切顶空间；15—切割槽；16—中深孔；17—注浆锚杆；18—电耙绞车；19—房内矿柱；20—断层；I—Ⅳ—各切割平巷施工顺序；a、b—起爆顺序

2. 特点

一般沿阶段划分成若干个采区，再按采区分成若干规则矿房和成列的房间矿柱。矿房长轴和矿体倾向一致。每个矿房内有一条中央凿岩上山（个别情况下可沿矿房的两边界各布置一条上山）。工作面顺或逆倾斜推进。凿岩在上山内进行，出矿在采场空间内耙行。

在国外，当用房柱法回采水平矿体时，一般不划分阶段；开采缓倾斜和倾斜矿体时，才划分阶段。并视矿体倾角及使用的设备，矿房可以沿倾斜或沿走向布置。采用自行设备开采的矿体，一般矿房长轴沿矿体走向布置。工作面也沿矿体走向推进。凿岩和出矿均在采场空间内进行。

6.3.2.3 采区布置和构成要素

1. 国内房柱法

(1) 采区长度一般为30~100m，例如王集矿采区内包括有5个矿块，牟定铜矿为

6.3.2.2 基本方案和特点

1. 基本方案

国内中深孔房柱法的应用时间较短，采场锚固技术没有得到有效的解决，并受到顶板管理和装备水平的限制，基本方案较为单一。目前只有中深孔崩矿人员不进采场空间的电耙出矿房柱法。可按具体情况选用不同的切顶方案。

1) 切顶中深孔房柱法

(1) 不预控顶中深孔房柱法；

(2) 预控顶中深孔房柱法

(见图2-6-14)。

2) 不切顶中深孔房柱法

图2-6-15所示为荆襄磷矿王集矿不切顶中深孔房柱采矿法布置图。

国外房柱法对采场地压控制和运搬有了较大的突破。因此形成了许多方案：有沿走向或沿倾斜布置矿房的房柱法，有切顶或不切顶的房柱法，有崩落顶板的房柱法；对较厚、倾角较大的矿体采用了沿走向成对矿房布置的房柱法等。见图2-6-16~2-6-18。

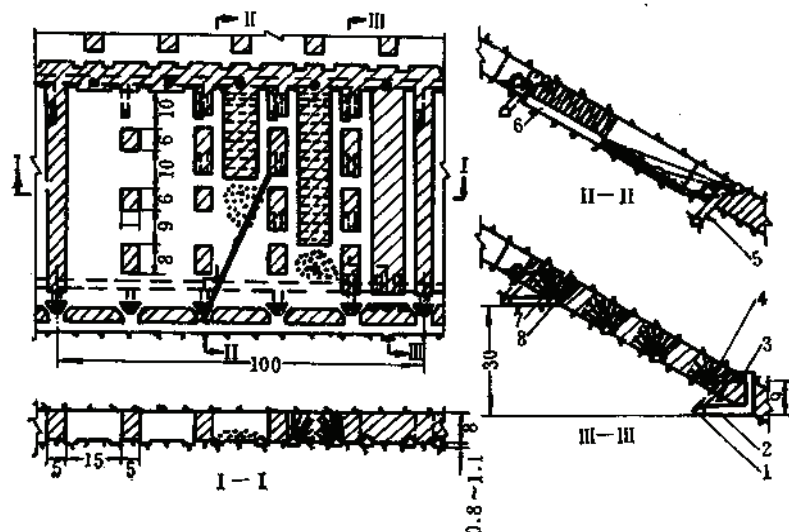


图 2-6-15 荆襄磷矿王集矿不切顶中深孔房柱采矿法

1—运输平巷；2—联络巷；3—联络平巷；4—切割平巷；5—放矿小井；6—凿岩上山；7—人行平巷；8—凿岩平巷

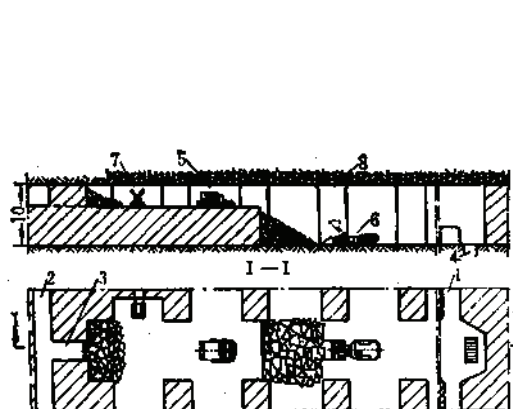


图 2-6-16 厚度为10m的缓倾斜矿体房柱法

1—沿脉运输平巷；2—沿脉平巷；3—通风平巷；4—溜井；5—推土机；6—铲运机；7—凿岩台车；8—锚杆

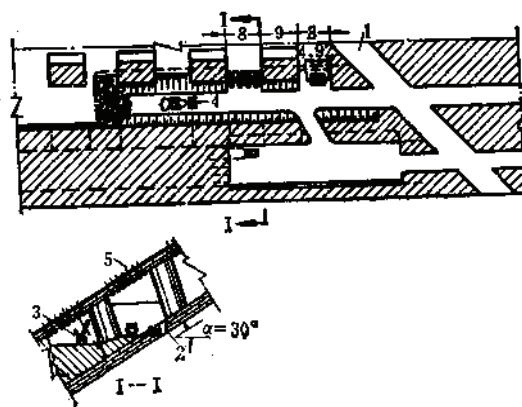


图 2-6-17 厚度为7~14m的倾斜矿体，沿走向布置成对矿房的房柱法

1—倾斜联络巷；2—安放维修设备的壁龛；3—凿岩台车；4—铲运机；5—杆柱

25~29m，包括2个矿房；淤泥坪铜矿为30m。

(2) 阶段高度一般为10~13m，倾角陡时取大值，反之取小值。

(3) 采场斜长受耙运距离的限制，一般为30~60m。

(4) 矿房跨度一般为10~15m，个别仅为6m。

(5) 阶段矿柱一般厚度为6~10m。有顶柱或底柱时，其顶柱（或底柱）厚度为3m。

(6) 采区间柱一般采用连续式矿柱，其厚度为3~5m。

(7) 房间矿柱一般采用间隔式矿柱，有圆形、方形和长方形。采用中深孔凿岩，多半为长方形矿柱，矿柱尺寸有3.0×4.5、5.0×6.0、5.0×8.0m，间距为7~8m。

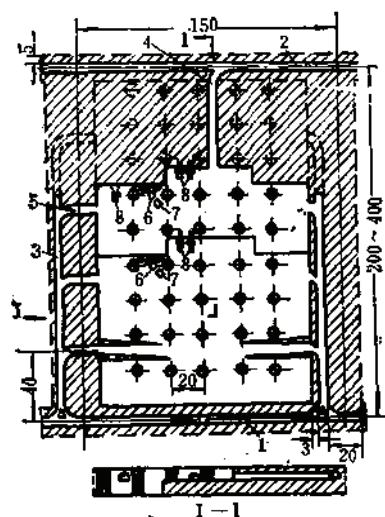


图 2-6-18 哲兹卡兹干铜矿自行设备分层开采的盘区-房柱法方案

1—主要运输平巷；2—总回风平巷；3—盘区平巷；4—通风平巷；5—进车线；6—3Π-1型地下电
 铲；7—MOA3型柴油自卸汽车；8—CBY-ZK型钻车

2. 国外房柱法

与国内有所不同，其布置和结构应满足下列要求：

- (1) 根据地压的大小，合理确定矿房和矿柱矿量的比例。
- (2) 作业均在采场内进行，考虑到安全，所有采场均需锚杆支护。
- (3) 保证自行设备正常转移时所需的坡度，并能充分发挥设备的效率。

实际国外房柱法中，为了适应自行设备进采场，采用了多种形式的布置。

例如瑞典的莱斯瓦尔矿，采用斜坡道布置形式，专辟一倾角 6° 的脉内斜坡道直通回采工作面，可使回采集中。加拿大的加斯佩矿，从地表掘一 12% 的脉外斜坡道，垂直距离每隔 12m 掘进分段巷道通向矿体，每个分段中设有矿石溜井。

当矿体倾角 $>12^\circ$ 时，上、下阶段之间布置有的倾斜的运输坑道（对角式运输斜巷），并沿矿体走向布置矿房，以便扩大自行设备的应用范围。

极缓的矿体，尤其苏联的矿山，采用盘区布置形式较多。一般采准和回采是在盘区内进行。按矿体的倾角、顶板岩石的稳固程度、出矿设备类型等确定盘区的布置形式及结构尺寸（见表2-6-25）。

盘区（采区）结构尺寸

表 2-6-25

矿体倾角($^\circ$)	盘区斜长(m)	盘区宽度(m)	矿房宽度(m)	房内矿柱宽度(m)	盘区矿柱宽度(m)
<15	100~200	80~200	10~20	6~18	20~30
15~30	100~150	200~300	8~15	8~12	

有关国内外采区或采场的结构参数详见表2-6-26。

国内外房柱法采场结构参数

表 2-6-26

矿山名称	阶段高度 (m)	采场斜长 (m)	采区长度 (m)	采区内矿 块数(个)	矿房跨度 (m)	房间矿柱		顶柱宽度 (m)	底柱宽度 (m)	采区间柱 (m)	
						尺寸(m)	间距(m)				
良山铁矿	20~25	35~60			11~14	3×4.5	6.5~7.5	3			
王集磷矿	30		100	5	15	5×6~ 5×8		3		5	
牟定铜矿	10~20	40~60	24	2	10~12			10		5	
濠泥坪矿		50~60	30	5	6						留30× 3的连 续矿壁
Lalsvall					14~15	φ8~10	29				
针山铜矿					15	13.5×21	15				
Джезказ- канское			80~150		16	φ4~12	16×20 20×20				15~30
洛林铁矿					6	21×12.5 残柱 4×7.5					
白松铜矿					8.5	7.8× 10.8					

6.3.2.4 采准切割

中深孔房柱法由于阶段和矿房的产量较大,一般采用脉外或脉内外双巷布置。切顶中深孔房柱法矿山,切顶时另增切割工程。

(1) 沿脉运输平巷均布置在脉外底板内,用溜矿井与采场下部相联,当需要沿走向布置两条平行的运输、装矿巷时,一条在脉内,一条在脉外;

(2) 溜矿井一般布置在矿房的下部,双巷布置运输平巷时,除矿房下部布置溜井外,矿房中部脉外也可布置溜矿井。溜井上口与切割平巷或联络平巷相通,下口与运输巷相接,溜矿井有垂直和倾斜布置。溜井高度一般为8~15m。每个矿房一条溜矿井。牟定铜矿的矿房是成对溜井布置并设有格筛硐室;

(3) 切割平巷的布置视矿房的回采方向而定,一般在矿房的下部,沿脉并贴矿层的底板掘进,而顺倾斜推进的濠泥坪铜矿,切割平巷布置在矿房的上、中两部位。该巷起自由面作用;

(4) 联络平巷沿走向脉内布置。该巷在矿房内的位置可与切割平巷平行,相隔距离5~6m,亦可位于矿房中上和中部,起联通相邻采场之用;

(5) 切割上山在矿房的中间,沿倾斜贴矿体底板布置。亦可沿矿房的两侧各布置一条上山,起凿岩、通风等用;

(6) 切割井在矿房中间的下部,利用切割平巷向上掘凿形成。作切割立槽的自由面。切顶房柱法一般是利用溜矿井的上段作切割井。

除上列工程外,根据需要在矿房的下部还可布置人行材料井、联络巷、绞车硐室等;矿房上部布置有人行平巷、通风小井等。

切顶时,切顶层内有切割平巷和切割上山,以及上部溜矿井等。

6.3.2.5 回采

1. 拉切割立槽

用切割立槽作为补偿空间。立槽位置根据回采方向来确定，一般布置在矿房下部，作逆倾斜推进。沿切割平巷向上拉开切割立槽。

一般立槽宽度2.5~3.5m，亦可按爆破矿石的15~20%来确定补偿空间的大小。

拉槽落矿，钻上向水平中深孔。眼距为0.8~1.2m，排距为1.0~1.2m，最小抵抗线为1.0~1.4m。亦可采用浅孔切槽。

2. 切顶层回采

顶板不规则或欠稳固的中厚矿体，一般采用切顶房柱法。

1) 浅孔切顶

切顶层高度为2m，顶层切割平巷作自由面。用浅孔气腿式凿岩机。台班效率为40m，电耙出矿能力为110t/d，炮孔直径38~40mm，孔深1.6~1.8m，最小抵抗线为0.7~0.8m。

切顶层开采后，进行回采层的回采。

2) 中深孔切顶

切顶层高度为3.0m。切顶步距（即上层超前下层的距离）为5~7m，使用YZ-90型凿岩机，炮孔直径为58~60mm，孔深为8~14m，最小抵抗线为1.0m，采用爆力运矿抛掷切顶层的矿石，每米崩矿量为2.46t。

国外对厚矿体开采，采用分层开采。例如苏联哲兹卡兹干铜矿，矿厚>8m时，采用自上而下的逐层回采，保证把上、下层矿石分别运往专用溜井，采用切顶步距40m。瑞典莱斯瓦尔矿，顶层高度为4.5~5.2m，采用推土机将崩下矿石推至下层底板，切顶步距为5~6m，使用G.D. ATD102S型三机台车打眼。加拿大加斯佩针山铜矿的顶层高度为6~15m。

3. 护顶

矿房顶板欠稳固地段，放炮后应及时进行浮石的处理和对顶板的支护。

切顶房柱法可以在切顶层内进行支护，不切顶房柱法有时可在爆堆上支护。

目前采用锚杆支护顶板的矿山，有良山铁矿使用注浆和楔缝式锚杆、牟定铜矿采用楔管式锚杆。国内采用锚杆网度为1.0×1.2、1.2×1.5、1.8×2.0m；锚杆长度为1.8~2.0m，直径为16~18mm。注浆的泥浆配比，灰砂比1:2~2.2，水灰比1:0.4~0.45（用400号硅酸盐水泥）。用YSP-45型上向凿岩机钻孔，MJ-2型注浆器。牟定铜矿每根锚杆安设时间为10~15min，锚固力为12t，每根成本8.94元。

国外有些矿山，有了专用的松石处理和锚杆安装机，可以在切顶层内或矿体底板上直接向顶板安装锚杆。个别矿山目前使用凿岩台车来完成。锚杆长度一般为1.8~2.7m；直径为18~24mm，锚杆网度1.0×1.0~2.0×2.0m，锚杆安设效率根据洛林铁矿为70~80根/人班。

4. 回采层的回采

矿房回采主要是回采层的回采。一般采用逆倾斜推进，利用切割上山进行中深孔凿岩，设备有YG-40、YG-80、YZ-90型凿岩机，凿上向扇形孔，台班效率为32~39m。孔径为 $\phi 51 \sim 65$ mm，孔深根据所用设备而定，一般为3~14m，最小抵抗线为1~1.8m，排距为1.5~1.8m，孔底距为1.4~2.0m；药包直径 $\phi 44 \sim 45$ mm。爆破排数根据采场稳定程度而定。例如良山铁矿为4~8排，荆襄磷矿为2~3排，牟定铜矿由切顶步距而定，渣泥坪铜

矿岩欠稳固,仅爆破半排。崩矿量为2.3~4.2t/m。

为了形成间隔式房间矿柱,应对柱间的矿石进行回采,可加长帮眼爆矿石,亦可通过双上山向柱间矿石内打凿岩平巷来回采这部分矿石。

国外房柱法的回采凿岩,一般都在采场空间内进行作业。

目前回采设备型式较多,一般采用液压控制的三、双、单臂凿岩台车,效率在110~130m/台班左右。孔径 $\phi 50$ mm,崩矿量4t/m,装药一般采用装药车。有关国内矿山实际凿岩参数详见表2-6-27。

国内凿岩参数

表 2-6-27

矿山名称	设备型号	设备台班效率(m)	同时爆破排数(排)	炮孔布置	孔径(mm)	孔深(m)	最小抵抗线(m)	炮孔距离(m)	药包直径(mm)	每米崩矿量(t)
良山铁矿	YG-80		4~8	上向扇形 中深孔	$\phi 65$	4.5~9.0 (<13.0)		排距 1.6~1.8 孔底距 1.8~2.0	$\phi 60 \sim 55$	
荆襄磷矿 王集矿	YG-80 (配FY-25B型台架)	39	2~3	上向扇形 中深孔	$\phi 55 \sim 60$	12~14	1.6~1.8	排距1.6 ~1.65孔 底距1.8	散装	4.21
牟定铜矿	YZ-90 (配置梯式台架)	33.7	落矿步距 5~7 m	上向扇形 中深孔	$\phi 55 \sim 60$	8~14	1.2	孔底垂 距1.4~ 1.6m,少 数2.0~ 2.1 m	$\phi 45$	3.23
澄泥坪铜矿	YG-40		半排 (6~7个炮孔)	上向扇形 中深孔	$\phi 51$	3~6	1.5			

5. 出矿

(1) 国内在缺乏专用顶板管理及锚杆安装设备的情况下,采场运输设备采用电耙出矿。

一般每个矿房设一条溜井,一段耙矿。若几个矿房设置一条溜井时,采场和脉内平巷各设置一段电耙。

采场出矿设备采用2DPJ-28、30型绞车,配0.3m³耙斗;荆襄磷矿采用2DPJ-55型绞车,配0.6m³耙斗。

绞车安设地点,一般设置在切割平巷、联络平巷或专门硐室内。

电耙台班效率一般为80~180t。

牟定铜矿切顶层的运搬采用爆力运搬,大约80~90%的崩落矿石被抛出切顶层平台。

国内的采场空间是禁止人员出入的,采用了许多的抛绳措施。例如荆襄磷矿采用了湘SD-6型手持式射绳枪,牟定铜矿使用了F-60型抛绳枪等来解决接绳和挂绳问题。

(2) 国外房柱法有了专门的撬顶和安设锚杆机,使出矿设备在采场空间内作业大为安全。出矿设备有各种类型的铲运机,前端式装载机、井下挖掘机、蟹爪式装载机配自卸

卡车以及连续采矿机等。各种设备台效一般为500~1400t。

切顶层运搬的设备一般和下分层台阶开采相同,并且各自独立运搬、出矿;某些采场切顶层的矿石由推土机捣运至下分层,再由出矿设备运出采场。

国内外出矿设备及效率见表2-6-28。

出 矿 效 率

表 2-6-28

矿山名称	顶 层		回 采 层	
	设 备 类 型	台班效率 (t)	设 备 类 型	台班效率 (t)
良山铁矿	30kW电耙绞车配0.3m ³ 耙斗		30kW电耙绞车配0.3m ³ 耙斗	80~120
王集磷矿			2DPJ-55电耙绞车配0.6m ³ 耙斗	109
牟定铜矿			2DPJ-30型电耙绞车	180
渣泥坪铜矿			14kW和28kW电耙绞车	
瑞典 Laisvall	(1) KL250型电铲配2台KL-400、KL-162型自卸汽车 (2) Cat966型装载机	1000~1200 1200	电铲配自卸汽车	1300~1500
苏联 Джезказганское 铜 矿			(1) ПНБ-4型装载机配 МОЛ, 型自卸汽车 (2) 9П-1 型地下用电铲配自卸汽车	400 500
加 拿 大 Gaspe 铜矿			(1) 1.1~1.9m ³ 电铲配2台 30t 自卸汽车 (2) 前装机配 18t 自卸汽车 (用于窄工作面)	1000~1400 500
洛林铁矿			(1) Joy18、19HR装载机配15~25t自卸汽车 (2) Cat966、980、988、Eimco 型前装机 (3) ST-4、5、8、11型铲运机 (4) Joffrey120HR型连续采矿机	600~1280 650 每台26万t/a

技 术 经 济 指 标

表 2-6-29

矿山名称	采矿方法	矿块生产能力 (t/d)	采切比 (m/kt)	损失率 (%)	贫化率 (%)	掌子面工效 (t)	凿岩机 台班效率 (m)	凿岩工工效 (t)
良山铁矿	不拉顶	200~250	7.7~10.2	13~28	8~10	12~17		
	拉顶预控	250~300	9.2	14	3	10.26		
	拉顶不预控	200~250	8.1~12.2	13~16	6~7	10~15		
王集磷矿	中深孔普通房柱法	202	5.87	31.46	5.42	9.33	37.67	35.79
	同步形成间隔矿柱	268	6.51	19.08	6.1~6.0	17.63	39.2	68.82
	房柱法							
牟定铜矿	不切顶	150~168	17~19	4.9	20.4	23~39	33.7	14.80
	超前切顶	232.1	16.8		8.8	27.3	32.3	
渣泥坪铜矿	中深孔房柱法	120~150	37.2	31.1	25~30	12~15		

6.3.2.6 技术经济指标

国内外某些矿山技术经济指标详见表2-6-29、2-6-30、2-6-31。

每吨材料消耗

表 2-6-30

矿山名称	采矿方法	炸药 (kg)			非电雷管 (个)	火雷管 (个)	导火线 (m)	导爆线 (m)	合金片 (g)	钎子钢 (kg)
		拉 顶	回 采	二次破碎						
良山铁矿	预控顶	0.36	0.28	0.04		0.35~ 0.04				
王集磷矿	中深孔普通房柱法		0.398	0.022	0.07	0.03	0.02	0.274	6.2	0.133
	同步形成间隔矿柱房柱法		0.31	0.10	0.152	0.071	0.047	0.21	2.0	0.042
牟定铜矿	中深孔房柱法	0.719				0.365	0.487	0.69	0.12(个)	0.60
	中深孔超前切顶房柱法	0.494	0.381	0.055		0.305	0.271	0.395		

国外矿山技术经济指标

表 2-6-31

矿 山 名 称	工班劳动生产率 (t)			回 采 率 (%)	贫 化 率 (%)
	工 作 面	井 下	全 员		
Laisvall 矿				83	
Gaspe 铜矿	52	32		76~80	20
Джезказганское 矿	44	22	14	77	
格林铁矿	70	35	80	82~85	10

6.3.2.7 实例

良山铁矿为一单层矿。经多次褶皱构造的控制和大小断层的破坏,致使形态、产状复杂,主要仍为层状、似层状。开采技术条件见表2-6-24,选用的采矿方法见表2-6-32,矿块构成要素见表2-6-26。

不同条件下的中深孔房柱法

表 2-6-32

切 顶 方 式	控 顶 方 式	矿体厚度 (m)	顶板稳固性	接触面情况
不切顶房柱法		6~8	稳固	平整
切顶房柱法	不预控顶	8~10	稳固	不平整
	预 控 顶	8~10	不稳固或局部不稳固	不平整

1. 采准切割

采准有双(三)卷运输平巷、人行提升井、溜矿井等。

切割槽的布置等详见表2-6-33。

2. 回采

切顶层高度为2m,采用浅孔切顶,切顶层全部拉开后才开始进行回采,详见表2-6-34。

回采一般在崩岩上山内打上向扇形中深孔。有关回采详见表2-6-35。

切顶和回采的运搬设备均采用30kW的电耙绞车,配0.3m³耙斗。倾斜运距<40m时,设备台班效率为80~120t。绞车安设在切割平巷内,采场矿石经耙斗耙入溜矿井口。

切割槽参数

表 2-6-33

采矿方法	横巷位置	切割井位置	立槽位置	立槽大小(m)	落矿方式	落矿设备
不切顶、切顶预控顶、切顶不预控顶采矿方法	矿房下部	矿房中间, 横巷上部	在横巷(切割巷)顶板	3.5×8.3×14.2	上向中深孔	YG-80 型凿岩机

切顶凿岩支护参数

表 2-6-34

采矿方法	切 顶								护 顶				
	自由面 位 置	拉顶 高度 (m)	落矿 方式	设备 型号	设备效率 (m/d)	炮孔 直径 (mm)	孔深 (m)	最小抵 抗 线 (m)	锚 杆 型 式	锚杆间距 (m)	锚杆长度 (m)	锚杆深度 (m)	锚杆 直径 (mm)
切顶中深 孔房柱法	即切顶 层切割平 巷	2.0	浅孔	YT-25	凿岩40 出矿 110t/d	38~40	1.6~ 1.8	0.7~ 0.8	注浆或 楔缝式锚 杆	1.2~1.8 ×1.5~ 2.0	1.8~2.0	1.75~ 1.95	16~18

回采凿岩爆破参数

表 2-6-35

采矿方法	设备型号	同时爆破排数	炮孔布置	孔径(mm)	孔深(m)	孔距(m)	药包直径(mm)	孔口装药最小距离(m)	孔口不装药段长度(m)	起爆器型号
不切顶中深孔房柱法和切顶中深孔房柱法	YG-80	4~8	上向扇形	Φ65	4.5~9.0(<13.0)	排距1.6~1.8 孔底距1.8~2.0	Φ50~55	1.2~1.4	0.6~3.3	GNDF-1200-B型

3. 技术经济指标

技术经济指标见表2-6-36。

技术经济指标

表 2-6-36

采矿方法	矿块生产能力(t/d)	采切比(m/kt)	损失率(%)	贫化率(%)	掌子面工班效率(t)	切顶工班效率(t)	拉槽工班效率(t)	凿岩工班效率(t)	爆破工班效率(t)	出矿工班效率(t)
不切顶中深孔房柱法	200~250	7.7~10.2	13~20	8~10	12~17			12~17		
切顶不预控中深孔房柱法	200~250	9.1~12.2	13~16	5~7	10~15	5~7		12~17		
切顶预控中深孔房柱法	250~300	9.2	14	3	10.26	3.43	8.25	59	172	22

6.4 浅孔留矿采矿法

6.4.1 普通浅孔留矿采矿法

6.4.1.1 适用条件

(1) 矿岩基本稳固的急倾斜矿体;

- (2) 适用于任何厚度的矿体，但多用于开采2m厚度以上，以及中厚矿体；
 (3) 极薄矿脉多脉合采；
 (4) 要求矿石不结块，不自燃。

某些采用普通浅孔留矿采矿法矿山的开采技术条件见表2-6-37。

某些实际矿山的开采技术条件

表 2-6-37

矿山名称	矿体赋存情况			围岩情况	
	矿体倾角 (°)	矿体厚度 (m)	矿石稳固程度	顶板围岩	底板围岩
月山铜矿	70~85	5~8	稳固	稳固	稳固
河山铅锌矿	60~70	8~10	稳固	稳固	稳固
香农铅锌矿	45~70	1.29~6.41	稳固	稳固	稳固
冯家山铜矿	51~88	1~31	稳固 $f=8\sim10$	稳固 $f=9\sim15$	中等稳固 $f=5\sim10$
清水岭铅锌矿	75~85	1	稳固 $f=10$	中等稳固 $f=6\sim8$	中等稳固 $f=6\sim8$

6.4.1.2 基本方案与特点

基本方案有：

(1) 留顶柱、底柱和间柱的留矿柱浅孔留矿法，见图2-6-19。

(2) 仅留一种或两种矿柱的浅孔留矿法，一般用于矿岩极稳固的薄矿体，以及品位较高的盲矿脉外。较少在普通留矿法中应用。该法详见6.4.2节。

6.4.1.3 采场布置和构成要素

一般采场沿走向布置，矿体厚度大于10~12m时垂直走向布置。其矿块构成要素，详见表2-6-38和2-6-39。

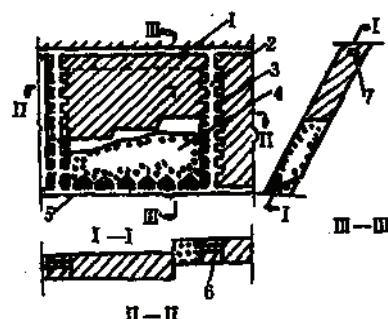


图 2-6-19 留有矿柱的留矿法

1—顶柱；2—天井；3—联络巷；4—崩落矿石；5—阶段运输平巷；6—间柱；7—回风平巷

浅孔留矿采矿法矿块构成要素

表 2-6-38

项目名称	沿走向布置 (m)	垂直走向布置 (m)
阶段高度	40~60	40~60
矿块长度	40~50	矿体厚度
间柱宽度	3~8	8~10
顶柱厚度	4~6	4~6
底柱厚度		
电耙矿底部结构	12~14	12~14
普通漏斗底部结构	4~5	4~5
漏斗间距	4~6	4~6

6.4.1.4 采准切割

采准切割工程主要有：沿脉平巷、采准天井、采场联络巷、电耙巷、拉底巷、溜

各矿矿块构成要素

表 2-6-39

矿山名称	阶段高度 (m)	矿块尺寸 (长度×宽度×高度) (m)	间柱宽度 (m)	顶柱高度 (m)	底柱高度 (m)	漏斗间距 (m)
月山铜矿	50	40~60×矿厚×50	6~8	3~5	3~6	5~6
河山铅锌矿	50	30~40×矿厚×50	6~8	6	8~8或12~14	4~5
香农铅锌矿	30~50	50×矿厚×30~50	8	4	6	6
冯家山铜矿	40	30~50×矿厚×40	6	4	5	4~5
滴水矿铅锌矿	40~60	50~60×矿厚×40~60	一般不留	4	5	4.5~5.5

斗等。

(1) 采准天井一般布置在间柱中,规格 $1.5\sim 2.0\times 2.0\sim 2.5\text{m}^2$,每隔4~6m开凿断面为 $2.0\times 1.5\text{m}^2$ 的人行联络巷通往采场,采场两端的人行联络巷应错开布置;

(2) 底部结构的布置主要有漏斗放矿电耙矿底部结构和无格筛漏斗自重放矿底部结构两种类型。

除上述底部结构外,还有装岩机(或装运机)装矿的平底式底部结构,以及振动放矿底部结构等。

采场采用漏斗放矿电耙矿底部结构时,沿矿房的长度方向,在运输巷道上方约3~4m处,开凿规格为 $2.0\times 2.0\text{m}$ 的电耙巷。电耙巷的一侧布置有长度为3~4m、宽度为2~3m、高度为2m的电耙绞车硐室。硐室一侧的电耙巷内掘凿一放矿小井接通运输平巷。其规格一般为 $2\times 2\text{m}$ 。

矿块的切割工作,由于底部结构形式不同,其切割工程也有所不同。漏斗放矿电耙矿底部结构的主要切割工程包括:漏斗横穿、漏斗颈、拉底巷等。漏斗颈和漏斗横穿的规格一般为 $1.5\times 1.5\sim 1.8\times 1.8\text{m}$,漏斗间距一般为5~6m。其施工一般先由电耙巷水平掘进漏斗穿、漏斗颈,再掘进拉底巷。漏斗颈联通拉底巷水平后,把漏斗颈扩帮刷大成漏斗。而无格筛漏斗自重放矿底部结构,其主要切割工程和漏斗放矿与电耙矿底部结构基本相同,所不同的是在运输平巷水平掘进漏斗穿、漏斗颈等。

漏斗放矿电耙矿和无格筛漏斗自重放矿底部结构,一般是在漏斗顶部开凿拉底巷,然后扩帮成拉底层。拉底高度一般不超过2.5m,矿房切割与漏斗颈扩大成漏斗一般同时完成。

6.4.1.5 回采

采用自下而上分层回采,在每一个分层中进行崩矿、通风、局部放矿、平场及松石处理等作业。分层高度2~2.5m,回采工作面多为梯段布置。回采凿岩采用上向凿岩或水平凿岩方式。上向炮眼一般为前倾 $75^\circ\sim 85^\circ$,水平炮眼一般上仰 $5^\circ\sim 8^\circ$ 。打上向炮眼时,梯段形工作面的梯段长度一般为10~15m,打水平炮眼时,梯段长度一般为2~4m,梯段高度1.2~2m。放矿分两步骤,即局部放矿和大量放矿。局部放矿一般放出每次崩落矿石的30%左右,矿房内暂留矿石,使回采工作面保持2.0~2.5m空间。局部放矿以后,应立即检查矿房顶板和上、下盘,同时处理浮石,平整场地。当矿房回采至顶柱时,即进行大量放矿。大量放矿时要均匀放矿。

6.4.1.6 矿山实例

1. 八家子铅锌矿

1) 开采技术条件

主要矿体倾角平均为 $53^{\circ} \sim 75^{\circ}$ ，平均厚度为 $0.8 \sim 4.8\text{m}$ ，矿石硬度系数 $f = 12 \sim 16$ ，矿体为中等稳固。上下盘围岩为白云岩和白云质灰岩，硬度系数 $f = 8 \sim 12$ ，围岩为中等稳固。

2) 采矿方法

矿体的回采主要采用沿走向布置的浅孔留矿法，其底部结构有普通漏斗自重放矿和普通漏斗电耙耙矿两种形式，见图2-6-20、2-6-21、采场构成要素见表2-6-40。

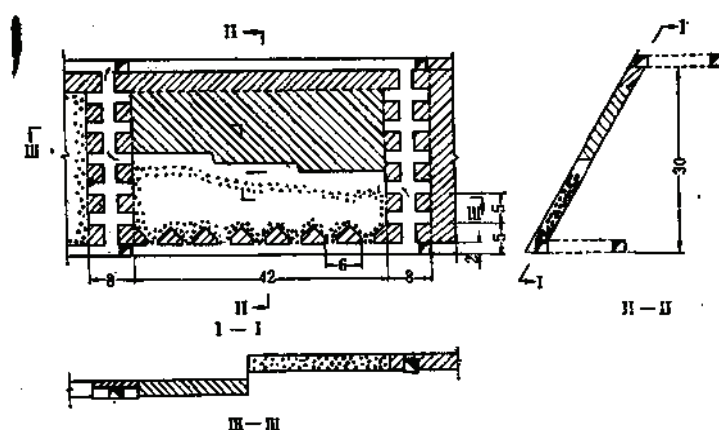


图 2-6-20 留有矿柱的浅孔留矿法（普通漏斗自重放矿底部结构）

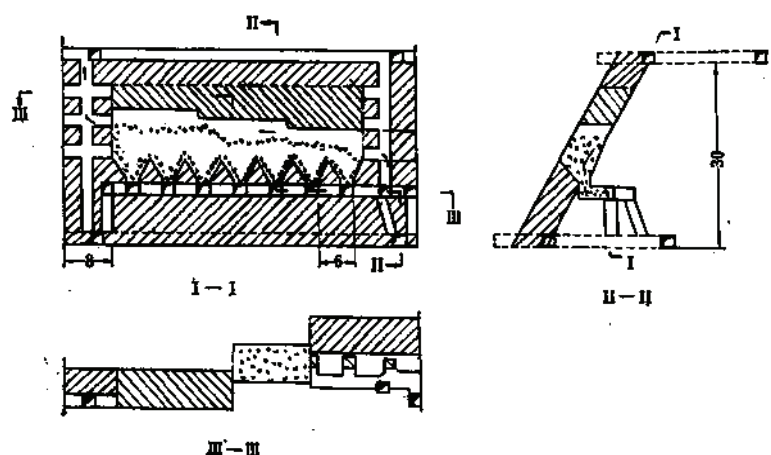


图 2-6-21 留有矿柱的浅孔留矿法（普通漏斗电耙耙矿底部结构）

采场构成要素

表 2-6-40

采场高度 (m)	矿块长度 (m)	矿块宽度 (m)	间柱宽度 (m)	顶柱厚度 (m)	漏斗间距 (m)	底柱高度 (m)	
						漏斗自重放矿	电耙耙矿
30	40~50	矿 厚	6~8	3~5	4.5~6.0	4.5~6.0	8~10

采准工作主要掘进阶段运输平巷、通风行人天井、联络巷、电耙巷、出矿小井等。

切割工作主要是掘进漏斗颈、拉底巷等。

普通漏斗底部结构拉底巷的开凿,一般都超前于漏斗施工,以便合理布置漏斗。

普通漏斗电耙耙矿底部结构,电耙巷规格为 $1.8 \times 2\text{m}$,斗穿规格为 $2 \times 2\text{m}$ (宽度 $\times$ 高度),长为 $3.2 \sim 3.5\text{m}$,斗颈规格为 $2 \times 2\text{m}$,高为 4m 。一般在施工电耙巷斗穿的同时,上挑斗颈,沿矿体下盘接触线开凿切割巷道并同漏斗颈贯通。扩漏斗工作是用浅孔从下往上施工,扩漏斗一般滞后于切割拉底或与切割拉底平行施工。漏斗壁倾角为 50° 左右。切割拉底是在拉底巷道完成后,一般从下盘向上盘用浅孔施工,拉底高度为 2m 。矿体倾角较缓时,在拉底时往往多开凿下盘围岩 $1 \sim 2\text{m}$,以减少底盘矿石损失。

回采工作的主要工序有凿岩、爆破、通风、局部放矿、松石处理及平桥、大量放矿等。当矿体较薄时,采用上向炮眼梯段工作面,使用YSP-45上向凿岩机,炮眼深度 $1.4 \sim 1.8\text{m}$,矿体较厚时,采用水平炮眼梯段工作面,常从采场一端向另一端,或由中央向两端回采,使用7655型凿岩机,眼深 $2 \sim 4\text{m}$ 。采场内通风,新鲜风流由运输平巷通过侧翼人行天井、经联络巷进入采场,通过工作面的污风再由另一侧的人行天井排至上中段回风巷内。

矿柱一般采用中深孔或深孔回采,炮孔的排列方式有平行、扇形、束状三种。在采场放矿结束时,间柱连顶顶、底柱一起用大爆破崩落。

采矿方法主要技术经济指标见表2-6-41、2-6-42。

八家子矿主要技术经济指标

表 2-6-41

采场生产能力 (t/d)	掌子面工班效率 (t)	损失率 (%)	贫化率 (%)	采矿车间每吨成本 (元)
50~70	24.9 19.5~27.7	9.5 2.7~5.1	18.7 16.6~22.6	16.1 10.6~20.2

八家子矿主要材料消耗(每吨矿石)

表 2-6-42

炸药 (kg)	雷管 (个)	导火线 (m)	钎子钢 (kg)	合金片 (kg)	木材 (m^3)
0.585 0.47~0.70	0.315 0.17~0.53	0.65 0.33~1.11	0.016 0.011~0.022	0.00038 0.00027~0.001	0.00057 0.00058~0.00059

注:1979~1984年的平均值指标。

2. 月山铜矿

1) 开采技术条件

月山铜矿铜牛井矿区,主要有1号、2号两个矿体,矿体倾角平均为 $70^\circ \sim 85^\circ$,矿体厚度平均为 $5 \sim 8\text{m}$,矿石属中等稳固至稳固,硬度系数 $f=8 \sim 10$,上、下盘围岩为闪长岩,属中等稳固,硬度系数 $f=8$ 。

2) 采矿方法

矿山采用沿走向布置的浅孔留矿法,其采场底部结构为:矿石底柱普通金属漏斗,混凝土和料石砌筑底柱普通金属漏斗;平底装岩机出矿。

各种底部结构的选用主要根据矿体厚度和矿石品位而定。一般在矿体厚度小于 $6 \sim 7\text{m}$,矿石又很富时,矿山采用混凝土底柱,多回收矿石,当矿体较厚而矿石又较贫时,便留矿石底柱。采场构成要素见表2-6-39。

铜牛井矿区的两个主要矿体,呈一字形排列。各阶段均开凿脉外和脉内运输巷道。该巷用穿脉巷道连通。

富矿段采场人行及通风天井一般开凿在下盘脉外,非富矿段开凿在间柱中,天井均为垂直井,其规格为 $1.6\sim 2.0\times 1.6\sim 2.0\text{m}$,用吊罐法掘进,天井与采场的联络道规格为 $1.8\sim 2.0\text{m}$,联络道间距为 5m 。漏斗间距为 $5\sim 6\text{m}$,漏斗颈规格为 $1.7\times 1.7\text{m}$ 。在富矿段,为了减少矿石损失而采用混凝土底柱,其施工方法是先将底柱按高度要求一次采出,再用料石砌筑放矿巷道和漏斗颈,然后再在放矿巷道上部用人工浇注混凝土约 1m 厚,同时漏斗也砌成喇叭形。

矿房的切割工作,用浅孔爆破法拉开切割层,在拉开切割层的同时,也用浅孔扩好喇叭形漏斗。

回采由切割层开始向上分层进行,分层高度为 $1.8\sim 2.0\text{m}$,采用YSP-45型上向凿岩机打上向炮孔。采场的一个分层炮眼全部打完后,再分段爆破落矿。一个分层全部爆破,再进行局部放矿、松石处理、平场等工作。新鲜风流由运输巷道经人行天井进入采场凿岩工作面,污风由采场另侧天井回到上中段回风巷道。

按照原设计建议,在留矿未放出之前,采用分段崩落法回采矿柱。但实际上现已采完矿房的采场,矿柱大部分未进行回采。目前矿山对已形成的采空区,对于1号矿体的采空区,因地表允许崩落,拟采用崩落围岩形成废石垫层方法处理采空区。对于2号矿体,其中富矿段部分的底柱和间柱用人工混凝土胶结矿柱,矿房用选矿尾砂及废石事后充填处理。采矿方法主要技术经济指标见表2-6-43。

月山铜矿主要技术经济指标

表 2-6-43

采场生产能力 (t/d)	采场掌子面工效效率 (t)	损失率 (%)	贫化率 (%)	采矿车间每吨矿石成本 (元)
44~55	8.39	7.59	13.88	23.39
	7.65~10.0	6.1~12.9	5.5~24.7	20.83~26.99

注:77~82年的平均值和最高、最低值

6.4.2 极薄矿脉浅孔留矿法

极薄矿脉浅孔留矿法指的是极薄矿脉单脉开采的浅孔留矿法。多脉合采见6.4.1节。

6.4.2.1 适用条件

- (1) 一般用于矿脉平均厚度在 0.8m 以下的急倾斜矿体;
- (2) 矿石及围岩在中等稳固以上;
- (3) 矿石无氧化、结块及自燃性。

当围岩稳固性较差时,应在采场内进行支柱或留适当数量的矿柱。

6.4.2.2 主要方案及特点

主要方案有不留矿柱和留矿柱两种。不留矿柱浅孔留矿法又分为人工假底和平底结构方案。留矿柱浅孔留矿法又分留顶、底柱、不留间柱和留顶、底、间柱方案(在极薄矿脉中较少应用,该类方法详见于6.4.1节)。

不留矿柱浅孔留矿法,见图2-6-22;留有顶、底柱,不留间柱的浅孔留矿法,见图2-6-23。

极薄矿脉浅孔留矿法的特点是矿块均沿走向布置,不留矿柱方案用于矿脉稀疏和沿走向、倾向延展不大的稳固矿体。采场内的回采、出矿和支护与普通浅孔留矿法相同。

6.4.2.3 采场布置和构成要素

1. 采场布置

- (1) 对相邻的平行脉和在平面上交替出现的平行矿脉,两脉间距大于 5m 时则分采;

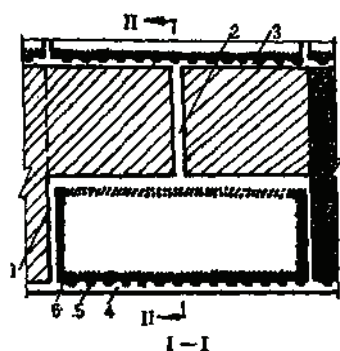


图 2-6-22 不留底柱浅孔留矿法

1—顺路天井；2—采准天井；3—回风平巷；4—运输平巷；5—放矿漏斗；6—混凝土假底

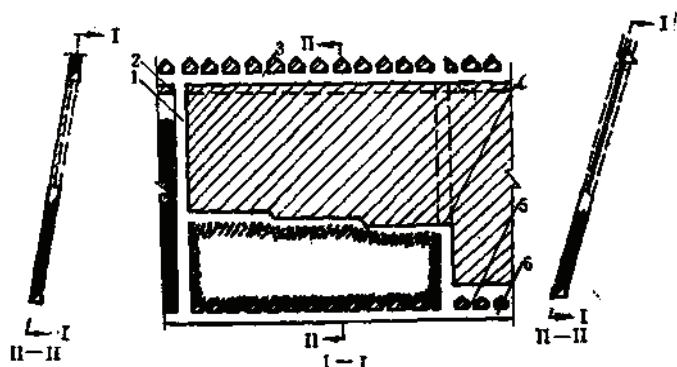


图 2-6-23 留有底柱浅孔留矿法

1—先透天井；2—顶柱；3—回风平巷；4—顺路天井；5—漏斗；6—运输平巷

当相邻间距小于3m时则考虑合采，但合采的品位必须满足矿山对出矿品位的要求，否则采主脉丢副脉。相邻3~5m的矿脉，其采场同时上采时，一般上盘矿脉采场超前下盘矿脉采场回采，超前距离不得大于3~5m。

(2) 对沿走向分枝脉和交叉脉，在分枝口或交叉口留矿柱，并在该处设共用天井和共用漏斗，主脉采场和支脉采场同时上采。

(3) 对竖向剖面上交替出现的平行矿脉，当两脉间距小于1.5m时，由合采逐步过渡到交替出来的矿脉；大于1.5m而小于3.0m时，一般在采矿工作面向平行脉开斜漏斗做好二次切割后继续上采；当大于3.0m时，一般另开盲阶段单独进行回采。

2. 构成要素

不留矿柱浅孔留矿法和留矿柱（不留间柱）浅孔留矿法的矿块构成要素基本相同，见表2-6-44。

矿块构成要素

表 2-6-44

项 目 名 称	留 矿 柱 方 案	不 留 矿 柱 方 案
阶段高度 (m)	35~50	35~50
矿块长度 (m)	45~100	45~100
矿房宽度 (m)	0.8~1.5	0.8~1.5
顶柱高度 (m)	1.0~5.0	
底柱高度 (m)	2.5~4.5	
漏斗间距 (m)	4.5~6.0	4.0~4.5

6.4.2.4 采准切割

1. 采准

(1) 运输平巷一般利用原有沿脉探矿平巷；当采用平底结构时，则在脉外掘进运输平巷。沿脉探矿平巷则作切割平巷，并作储矿暂沟。

(2) 采准天井一般利用原有沿脉探矿天井，采准天井布置在矿块一侧时，另一侧在

回采过程中架设顺路天井。见图2-6-23。采准天井布置在矿块中央时,矿块两侧边界处在回采过程中架设顺路天井,见图2-6-22。个别情况下,亦可将采准天井布置在矿块两侧的间柱中,每隔4~6m开凿断面为 $2 \times 1.5\text{m}^2$ 的行人联络道通往矿房。

2. 切割

底部结构形式主要有:无格筛漏斗重力放矿底部结构(分留矿石底柱和人工假底两种)和用装岩机(或无轨设备出矿)的平底结构,电耙耙矿的底部结构使用很少。

人工假底结构的切割工作是从沿脉平巷向上挑顶 $2 \sim 2.5\text{m}$,出矿石架设混凝土假底。人工假底结构方案一般用于品位较富矿块以减少矿石损失,如大吉山、西华山等矿。假底拱顶厚度:琯坑钨矿 $250 \sim 300\text{mm}$;湘东钨矿 $500 \sim 800\text{mm}$ 。

采用平底结构时切割巷道与运输平巷之间岩墙厚度一般为 $3 \sim 10\text{m}$,在两巷道之间每隔 $5 \sim 8\text{m}$ 掘进一条与运输巷道成 $45^\circ \sim 90^\circ$ 交角的装矿横巷。

6.4.2.5 回采工作

1. 回采顺序

极薄矿脉回采一般采用由上盘到下盘,由一翼或两翼后退式回采;只有少数回采深度大、地压大的矿山才采用前进式回采;在同一阶段或同一脉组内相邻矿脉(或脉组)之间距离较大(单脉之间距离在 $10 \sim 20\text{m}$ 以上,脉组之间距离在 $40 \sim 50\text{m}$ 以上)时可同时回采,否则必须严格按照上盘超前下盘的回采顺序。

2. 矿房回采

矿房回采的基本工艺与普通浅孔留矿法相一致,详见6.4.1节。

6.4.3 矿山实例

6.4.3.1 留有矿柱方案实例

西华山、盘古山、大吉山等矿除少数矿块外,主要使用留有矿柱(无间柱)的浅孔留矿法,分述如后:

1. 西华山钨矿浅孔留矿法

矿体为急倾斜、极薄的含黑钨的石英脉和少量石英-长石脉。

矿体倾角一般在 $75^\circ \sim 86^\circ$ 之间,矿脉长度平均 200m 左右,脉幅多数为 $0.2 \sim 0.5\text{m}$,矿脉平均深度 75m 左右。

矿脉、围岩坚硬稳固,岩石硬度系数 $f = 12 \sim 15$ 。

矿山一直采用浅孔留矿法采矿,主要方案为留底柱留矿法,见图2-6-24。

矿山使用的浅孔留矿法一般只留底柱,不留间柱。

矿块长度 $60 \sim 80\text{m}$,高度 $38 \sim 56\text{m}$,矿块宽度(采幅)单脉分采,最小采幅 0.9m ,漏斗间距一般 $4.5 \sim 5.0\text{m}$ 。底柱高度一般 $2.5 \sim 3.0\text{m}$,顶柱高度 $1.0 \sim 1.5\text{m}$ (一般不留)。

采准工作一般利用探矿沿脉巷道做运输平巷,在矿块一端布置采准天井,规格为 $3.0 \times 1.3\text{m}$,另一端布置顺路天井,规格为 $2.0 \times 1.3\text{m}$,沿脉采准天井同时起探矿作用,有些采准天井,由于矿块划分的需要,布置在矿块中央,此时,在矿块两端各布置一个顺路天井。

采场切割是先在沿脉平巷开掘漏斗颈,高度为 $2.5 \sim 3.0\text{m}$,断面为 $1.2 \times 1.5\text{m}$,再掘拉底平巷,断面为 $1.2 \times 2.0\text{m}$,与漏斗颈贯穿,然后扩大喇叭口,最后安装木漏斗。

采用分层回采,分层高度 $1.0 \sim 1.2\text{m}$,回采工作面成长梯段布置,用YSP-45型凿岩机向上凿岩,先在采场中间钻凿楔形拉槽炮眼(有中央天井自由面无需拉槽),然后向采场两端后退,炮眼成梅花形

或之字形排列,炮眼间距0.8~1.0m,每次爆破后放出三分之一左右的崩落矿石,使采场内留矿面与回采工作面保留1.8~2.0m的空间。

为防止采场片帮,在一些围岩节理发育或受沿脉断层影响的矿块中保留不规则的永久矿柱。

上阶段的底柱回采与下阶段的顶柱同时进行。在采场上采至与上阶段平巷底板还有一分层(即顶柱)的高度时,选择一、二处,首先与上阶段平巷贯穿,然后检查上阶段漏斗,底柱的安全情况,并采取措施进行处理,然后进行打眼,当上阶段底柱的炮眼与下阶段矿块最后一分层(即顶柱)炮眼全部打完后,分段进行爆破,顶底柱回采的矿石连同矿房矿石一起放出。

采空区一般不处理,回采结束后,对采空区进行封闭,任其自然崩落。

有关技术经济指标见表2-6-45。

盘古山钨矿亦主要用留底柱留矿法,矿块构成要素、采准、回采工艺与西华山基本类似,主要差别在于顶底柱一般不回采,留作支撑空场;部分矿脉密集区的采空区用废石充填处理,有关技术经济指标见表2-6-45。

2. 大吉山钨矿爬罐浅孔留矿法(试验矿块)

这一方案是1983~1984年在大吉山钨矿试验成功的,其主要特点是利用PG-1型爬罐掘进采准天井(兼作探矿用),并利用爬罐作为回采期间运送材料、人员上下之用,此外还利用振动放矿机出矿,见图2-6-25。

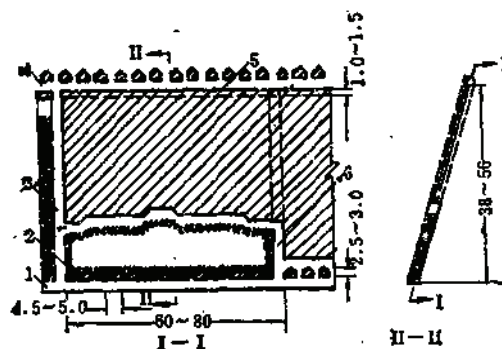


图 2-6-24 西华山钨矿留矿采矿法

1—运输平巷; 2—漏斗; 3—先进天井;
4—回风平巷; 5—顶柱; 6—顺路天井

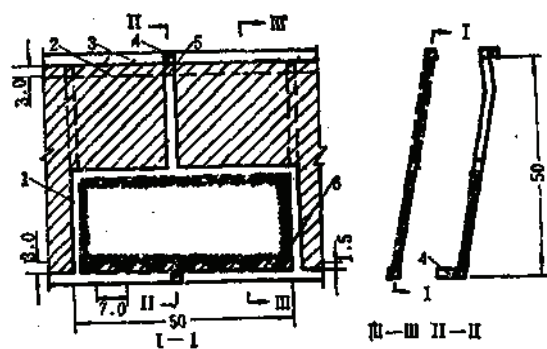


图 2-6-25 大吉山钨矿爬罐浅孔留矿法

1—顺路天井; 2—顶柱; 3—回风平巷;
4—爬罐硐室; 5—爬罐天井; 6—漏斗

试验矿块矿石,围岩稳固, $f=8\sim 10$,平均倾角 75° ,平均脉宽0.34m。

矿块长度为50m,高度为52.6m,顶、底柱高度各3m,采幅(矿块宽度)1.02m,漏斗间距7m。利用沿脉探矿平巷作运输平巷。

在矿块中央沿脉掘进一个断面为 $2.5\times 1.8\text{m}^2$ 的采准天井作回采期间采场回风,运送材料、人员上下之用,采准天井兼作探矿用。用PG-1型爬罐掘进采准天井,在采准天井下方上盘围岩内掘进一个规格为 $2.5\times 2.5\times 4.0\text{m}$ 的爬罐硐室。

切割工作首先在漏斗位置掘进振动放矿机硐室,并从硐室掘进断面为 $1.4\times 1.6\text{m}$,高度为5m的漏斗颈。然后在漏斗颈中从平巷顶板以上1.5m高处开始扩斗,扩完斗后,安装振动放矿机,最后掘进拉底巷道,拉底巷道断面为 $2\times 1.4\text{m}$ 。

为了在采场两端架设金属小井(即顺路天井),在底柱上需要掘2个规格为长度1.2m,宽度1.4m,高度5m的小井。

回采工作用YSP-45型凿岩机凿上向眼，眼深1.2m左右，眼距约0.9m，排距约0.75m。

凿岩工作完后，架设金属小井，金属小井直径0.7m，用3~4mm厚的钢板构成。为保证金属小井的稳固，不受局部放矿损坏，每隔3~4m架两根横撑支柱，每次架设高度超出留矿面大于一次崩矿高度，小井架设后应在周围堆放矿石，并在小井顶部加保护盖。

安装好金属小井，根据情况在中央爬罐天井中拆除1~2节导轨后，方可开始装药爆破。

回采工作一昼夜一循环。

回采工作人员配备为：风钻工4人，放炮工1人，准备工5人（其中2人架设金属小井拆除导轨并协助装药放炮，另外4人撬毛松石、平场、放矿、运矿）。

试验矿块取得的有关技术经济指标见表2-6-45。

3. 坑坑块石砌壁留矿法

坑坑块石砌壁留矿法，一般脉幅宽度0.15~0.9m，矿石稳固，围岩中等稳固，但局部围岩松软，成矿后的断层多，有局部片帮现象。

矿山为解决上盘围岩片帮问题，用块石水泥浆砌筑人工矿柱支护采场。见图2-6-26，技术指标见表2-6-45。

在35~50m的采场内，砌筑2~3个废石人工矿柱，采场分两段回采，一段凿岩爆破，另一段砌筑废石人工矿柱，每次砌筑高度依爆破上升高度而定，一段0.8~1m，爆破时废石人工矿柱上部铺2mm厚铁板，以保证在8~12h凝固期内不被破坏，砌筑时应清扫爆破面后用高压水冲洗干净，再行砌筑。

块石砌壁留矿法，除可节省坑木外，尚可减少一次贫化10~15%左右。

6.4.3.2 不留矿柱方案实例

湘东钨矿矿脉倾角68°~80°，平均脉幅0.55m左右，矿石、围岩中等稳固， $f=8\sim12$ ，围岩中三角节理比较发育，有局部片帮现象。

采场一般不留顶、底、间柱，采准天井布置形式有两种：一是矿块一端布置先进采准天井，另一端随回采工作上升架设顺路天井，二是矿块中央布置先进采准天井，矿块两端随回采工作上升各架设一个顺路天井，见图2-6-27。

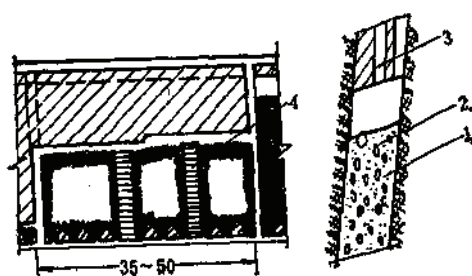


图 2-6-26 块石砌柱留矿法

1—75~100°水泥砂浆；2—块石；3—矿脉；
4—废石柱

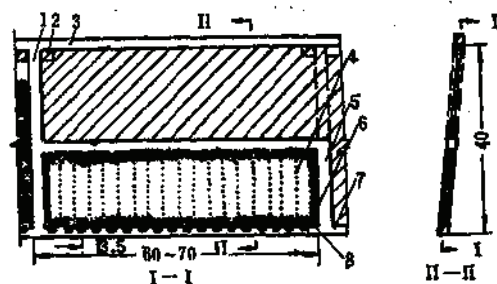


图 2-6-27 湘东钨矿支柱留矿法

1—先进天井；2—矿柱；3—回风平巷；4—支柱；5—顺路天井；6—放矿漏斗；7—运输平巷；8—混凝土底座

阶段高度40m，矿块长度60~80m，矿房宽度1.4~1.5m，漏斗间距4.0~4.5m。

切割工作是从脉内巷道顶板向上挑顶1.8~2.0m，出矿后，架设金属拱架、模板，先浇筑两墙，然后装拱顶模板，扎钢筋，浇筑拱顶，两墙一般不布筋，拱顶按200×200mm网度布钢筋，主筋 $\phi 12\sim 14$ mm，付筋 $\phi 6$ mm，拱顶厚500~800mm。

为了便于支柱搬运、架设和维护，要求采用直线工作面回采，用YSP-45型钻机向上打眼，眼深1.4~1.6m，每分层上采1.2~1.4m，采场用规则的横撑支护（有时加部分丛柱），支柱的水平间距与采场

漏斗间距一致,即3.0~3.5m,沿倾斜方向横撑支柱应架设在直线,并力求架设在漏斗背部附近,以利放矿,支柱上下间距与回采分层高度相对应,即1.2~1.4m。

随回采工作面上升架设顺路天井,顺路天井规格,长2~3m,宽度不小于1.8m。

回采工作一昼夜一循环。

技术经济指标见表2-6-45。

极薄矿脉浅孔留矿法主要技术经济指标

表 2-6-45

指标名称	西华山 钨矿	盘古山钨矿	瑞岗仙钨矿	大吉山爬楼 浅孔留矿法	瑞坑矿块 石砌壁浅 孔留矿法	湘东钨矿 横撑支柱 留矿法	银山铅锌矿 平底结构浅 孔留矿法
采场生产能力(t/d)	50~60	42				50~70	55~75
采矿工作面工效(t)	12.5	12.4	10.2	14.6	4.74	5.3	10~12
采矿面台班效率(t)	66	64	41.4	81.4	41.5	38	50~70
采切比(m/kt)			21				12~16
损失率(%)	6.1	4.7	13		14.2	6~7	12.6
贫化率(%)	78	66~76	73~78	74	71.8	56.2	12~14
每吨矿石主要材料消耗							
炸药(kg)	0.62	0.76	0.72	0.64	0.40	0.7~0.75	0.6
雷管(个)	0.82	0.73	0.88	0.91	0.91	0.84	0.68
导火线(m)	1.70	1.95	1.75	2.66	1.40	1.47	2.00
合金片(g)	2.6	3.99	3.3		5.0	6~7	2~3
钎子钢(kg)	0.027	0.05	0.055	0.089	0.071	0.070	0.045
坑木(m ³)	0.006	0.0023	0.0022	0.0009	0.013	0.01~0.012	0.0019
直接成本(元)	3.4	4.9~5.4	4.7~5.8	5.99		5.3	3.63

6.4.3.3 变形方案实例

极薄矿脉赋存条件较复杂,沿倾斜、走向均有分枝复合,且倾角变化较多,为回采这些矿脉,在生产实践中使用了各种变形方案,现将几种使用较普遍的,例举于后:

1. 低阶段浅孔留矿法方案

大吉山等矿,有的矿脉倾角小于 $60^{\circ} \sim 65^{\circ}$,或矿块上部突然局部变缓到 $\angle 60^{\circ}$,采用低阶段浅孔留矿法开采。即将原来的阶段划分为两个高度相等的低阶段,或者以局部变缓处为分界线,划分为两个高度不等的低阶段。然后按一般浅孔留矿法的采准、切割和回采工艺进行回采,首先回采下部阶段,采完后,按2m高度沿采区全长向下盘扩帮,在下盘岩石中整理成一条盲阶段平巷,然后重新开漏斗,切割和回采,矿石经漏斗放入下部矿房中,在下部矿房的漏斗口装车运出,盲阶段平巷中应铺设钢轨,以便必要时可以转运矿石,此方案一般可以顺利地采完放完矿石,但其采掘比较高,见图2-6-28。

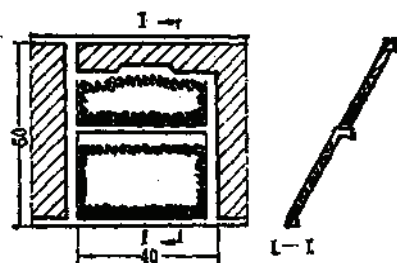


图 2-6-28 低阶段留矿法

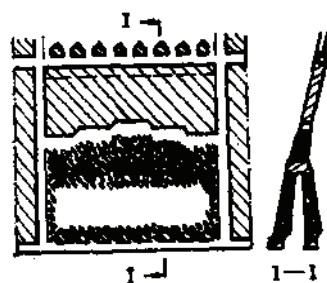


图 2-6-29 下向分枝矿脉采区中的矿柱布置

2. 下向分枝或上向分枝矿脉回采方案

分枝矿脉之间夹层小于2.5m时合采,大于2.5m时分采,为了保证分采区域内夹层稳固,一般在分、合采分界线处于分枝脉中,沿走向每隔5~6m对称地留规格为 $2 \times 3\text{m}$ 矿柱,但在上向分枝脉中,为了避免上、下盘矿脉中因矿石流动不平衡而造成回采空间太高,不便打眼和装药,有时在上盘矿脉的采场下部设置放矿坑道,重新切割和开设漏斗,控制放矿,下向分枝和上向分枝矿脉中采区的矿柱布置见图2-6-29和图2-6-30。

3. 沿走向分枝矿脉回采方案

如图2-6-31所示,在分、合采分界线处于分枝脉内每隔4~6m对称地留不连续的矿柱,矿柱的规格一般为高度8m,宽度2m,为了保证放矿顺利,每个矿柱上端应削成尖形或圆帽形,在合采区内,沿走向每隔4m布置漏斗,在分采区内,每隔5~6m布置漏斗,此方案的天井应布置在背线以外,不应穿过背线。

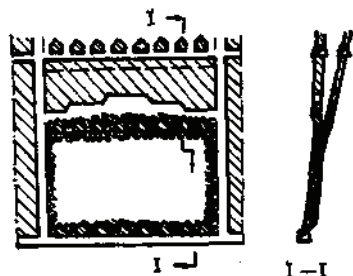


图 2-6-30 上向分枝矿脉采区中的矿柱布置

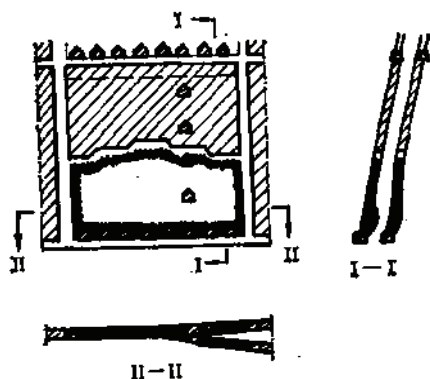


图 2-6-31 沿走向分枝矿脉采区中的矿柱布置

6.5 分段采矿法

分段采矿法包括分段凿岩、阶段出矿和分段凿岩、分段出矿两个部分。

6.5.1 通用条件

分段凿岩、阶段出矿

- (1) 一般适用于矿石与围岩都稳固的矿体;
- (2) 主要用于下盘倾角大于矿石自然安息角的中厚(或厚)矿体;
- (3) 矿体较规则,层理、节理不发育,没有明显的破坏构造;
- (4) 矿层无夹层,矿石品位较均匀;
- (5) 在回采过程中不需要支护。

分段凿岩、分段出矿

- (1) 开采稳固乃至稳固性稍差的矿岩;
- (2) 急倾斜到倾斜的矿体。

使用分段采矿法的矿山,其开采技术条件见表2-6-46。

国外不少分段空场法矿山预先采用了锚索支护顶板的办法,大大开拓了分段空场法在不稳定顶板条件下的使用范围。见图2-6-32。

开采技术条件

表 2-6-46

矿 山 名 称	矿体厚度(m)	矿体倾角(°)	顶板稳固性	底板稳固性
大庙铁矿	24号、26号矿体 20~60	80~90、	中等稳固	中等稳固
寿王坟铜矿	4~60	>60	稳固	稳固
辉铜山铜矿	8~10	70~90	稳固	稳固
弓长岭铁矿(杨木山)	30~45	70	稳固	较稳固
东川因民铜矿(面山坑)	1~20	40~70	稳固	稳固
龙山矿	10	65~75	稳固	稳固
金岭铁矿	5~30	45~60	稳固	稳固
胡家峪铜矿 (7号脉)	5~6	40~55	大理岩 较稳固	黑色片岩 $f=4\sim6$ 不稳固
赞比亚 巴鲁巴铜矿	8	30~90	较稳固	较稳固
开阳磷矿	中层3~5 下层5~7	25~40 20~45	灰岩 稳固	灰岩、砂岩 $f=6$ 稳固
杨家杖子 岭前矿0号脉	8~10	30~35	石灰岩 中等稳固	石灰岩 中等稳固
赞比亚木富利拉铜矿	9~13	30~45	稳固	稳固

由于采用了底盘漏斗,抛掷爆破,电耙等方式,在缓倾斜矿体中也出现了分段采矿法。

6.5.2 主要方案及特点

阶段出矿的分段采矿法依据矿体厚度,矿房布置分为:矿体厚度 $<15\text{m}$ 的沿走向布置,见图2-6-33;矿体厚度 $>15\text{m}$ 的垂直走向布置。

分段出矿的分段采矿法一般沿走向布置,见图2-6-34。

分段出矿方式根据底部结构又可分为:

- (1) 有底部结构的分段采矿法,其中包括高分段崩矿和低分段崩矿;
- (2) 无底部结构分段采矿法。

根据矿石、围岩稳固性、矿体倾角及厚度,又分为:

- (1) 不留分段顶柱;
- (2) 留分段顶柱。

对于留房间矿柱的方案,当矿房的回采一旦结束,立即回收一侧的间柱和上部的分段矿柱。对于不留房间矿柱方案,矿房从切槽开始,沿矿体走向连续后退回采至一定长度后,立即回采分段矿柱和处理采空区。

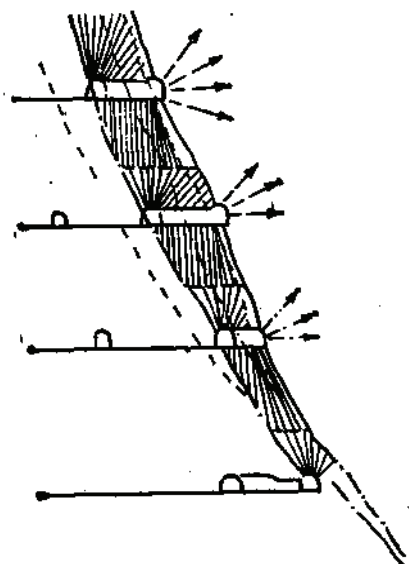


图 2-6-32 缆索支护分段空场法示意图

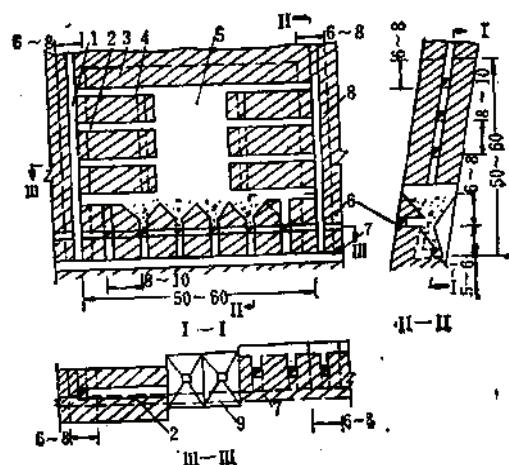


图 2-6-33 沿走向布置的阶段出矿分段采矿法

1—天井；2—分段凿岩巷道；3—顶柱；4—炮孔；5—切割槽；6—二次破碎巷道；7—运输平巷；8—间柱；9—漏斗口

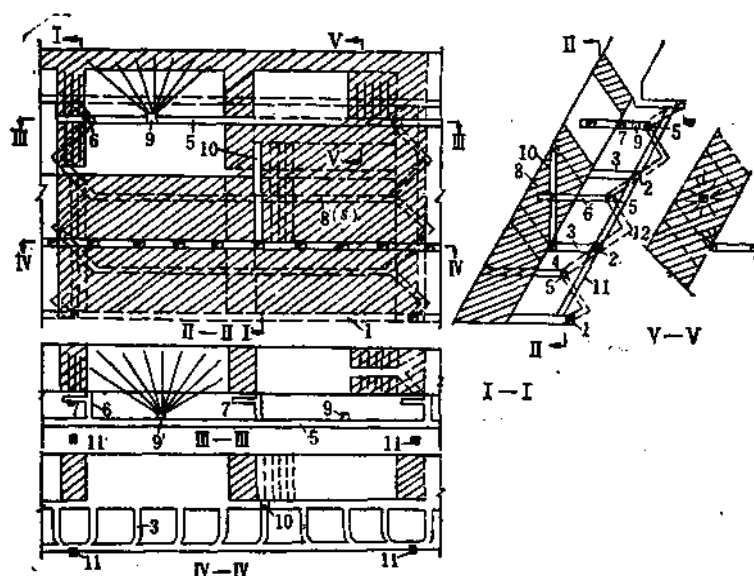


图 2-6-34 沿走向布置的分段出矿分段采矿法

1—阶段运输平巷；2—分段运输平巷；3—装矿平巷；4—蟹沟拉底平巷；5—矿柱回采平巷；6—切割槽；7—间柱凿岩巷道；8—凿岩平巷；9—顶柱凿岩洞室；10—切割天井；11—溜矿井；12—斜坡道

阶段出矿方式的特点是沿矿房高度上划分成分段巷道来进行凿岩，利用矿房周围的矿柱来支撑围岩，形成在阶段空场下出矿，矿柱作为第二步骤回采。而分段出矿方式的特点也把阶段划分为分段来凿岩，分段内留有分段顶柱，并在分段空场下出矿，一般随着矿房

的回采, 即时崩落矿柱, 处理采空区。

6.5.3 采场布置和构成要素

6.5.3.1 采场布置

根据矿岩稳固性及矿体厚度布置采场, 可参考表2-6-47。

沿走向布置分段采矿法的矿体厚度参考值

表 2-6-47

顶板稳固程度	矿 石 稳 固 程 度	
	稳固的	极稳固的
稳固的	$M < 15\text{m}$	$M < 15\text{m}$
极稳固的	$M < 20\text{m}$	$M < 30\text{m}$

注: M ——矿体厚度。

矿体厚度大于表2-6-47中的尺寸时应垂直走向布置。

当矿体厚度大于50~60米时, 在垂直走向布置的矿房间应留纵向矿柱, 使顶盘暴露面积等于或小于允许暴露面积。

上盘岩石和顶柱的暴露面积, 应根据生产矿山的实践经验, 结合开采矿山矿岩的稳固性选取, 亦可参考表2-6-48。

矿岩允许暴露面积

表 2-6-48

名 称	矿石与围岩均稳固	极稳固的矿石和稳固的矿石	极稳固的矿石和围岩
上盘岩石允许的暴露面积(m^2)	1250~2000	2000~2500	2500~3000
顶柱允许暴露面积(m^2)	< 800	800~1000	1500~1800

6.5.3.2 构成要素

采场构成要素的选择, 应根据矿体类型、厚度、产状、矿岩稳固性及出矿方式等因素来选取采场尺寸。

(1) 沿走向布置时, 阶段高度一般为40~60m。条件好时尺寸可适当增大;

(2) 分段高度取决于凿岩设备, 浅孔凿岩时不大于6m, 中深孔时8~10m, 深孔凿岩时可增至15~20m, 甚至30~40m;

(3) 阶段出矿时顶柱高度一般为6~10m, 分段出矿时, 一般为3~6m;

(4) 房间矿柱宽度要考虑在其中掘进天井以及间柱的回收需要, 一般为4~8m; 采用矿房沿走向连续后退时, 一般不设间柱;

(5) 底柱高度在采用格筛巷道时, 一般为12~14m, 用电耙巷道时为7~12m, 用放矿漏斗直接装矿时为5~8m;

(6) 采用沿走向连续后退回采的悬顶长度为40~70m时, 立即回采分段矿柱和处理采空区, 崩落分段顶柱的长度为20m。

确定沿走向布置的分段采矿法(阶段出矿)构成要素时, 可参考表2-6-49选取; 沿走向布置的分段空场法(分段出矿)构成要素时, 可参考表2-6-50选取。分段矿房垂直走向

沿走向布置的分段采矿法(阶段出矿)

表 2-6-49

矿山名称	矿房长度 (m)	矿房宽度 (m)	阶段高度 (m)	分段高度 (m)	顶柱高度 (m)	底柱高度 (m)	间柱宽度 (m)	备注
大庙铁矿	30~35 52~55 26	<25 矿体厚 25~30	60	9~12	6	6	8~10	大于25m时 直走向布置
寿王坟铜矿	50 25~80	矿体厚	60	12~16	10~15	14~15	10~16	大于30m时 直走向布置
辉铜山铜矿	37~42	矿体厚	60	9~11	6~8	11	8	
张岭铁矿 (杨木山)	34	矿体厚	60	10		14~16	8	大于35m时 直走向布置
龙山矿	42	矿体厚	60	10	6~7	13	8~10	
金岭铁矿	30~40	矿体厚	60	10	12	12	10	大于14m时 直走向布置

沿走向布置的分段采矿法(分段出矿)

表 2-6-50

矿山名称	矿房长度 (m)	矿房宽度 (m)	阶段高度 (m)	分段高度 (m)	顶柱高度 (m)	底柱高度 (m)	间柱宽度 (m)	分段间柱 高度(m)	后退回采 分段矿柱 基距(m)	后退回采分 段矿柱崩落 距(m)
胡家峪铜矿	50~60	5~6	50	17~25	4~6					
巴鲁巴铜矿		30~40	40~60	15~20			6	5		
东川因民矿面山坑	40	矿厚	60	12~13	6~7	13	8~12			
开阳磷矿	65~70	10~12	40	10~13						
Mufulira铜矿		10.7	76(斜长)	9~12						
杨家杖子铅矿岭前矿									50~70	20

布置时,构成要素与沿走向布置基本相似。

6.5.4 采 准 切 割

根据出矿方式及其底部结构,布置采准切割工程。

6.5.4.1 采准

1. 阶段出矿方式

- (1) 阶段运输平巷一般布置在脉外,通过横巷与脉内(或脉外)天井相通;
- (2) 天井布置在房间矿柱中(或脉外),用分段横巷与分段(凿岩)巷道相连时,天井服务于一个(或两个)矿房,作通风、人行、运料之用;
- (3) 分段巷道的条数取决于矿体厚度及炮孔深度。可布置在沿脉内下盘及矿脉中间;

- (4) 每个阶段设置有(或无)底部结构形式。

采用无轨设备的矿山,一般采用采准斜坡道与各分段相连接。

2. 分段出矿方式

一般每个分段有一个出矿系统，其底部结构的形式有两种，即有底部结构 和无底部结构。

一般有底部结构的蟹沟及拉底巷道布置在矿体底盘处。具体布置型式根据矿石的采出方式及装运设备而定。有时底盘岩石稳固，也可将底部结构布置在底盘岩石中。

(1) 底盘脉外运输平巷一般采用斜坡道或脉外天井与各分段平巷相联结。各分段的矿石由沿走向每隔80~100m的溜矿井下放至运输大巷；

(2) 分段平巷起转运矿石、输送材料、来往人员、通风等作用。每隔10~13m掘一装矿横巷；

(3) 蟹沟拉底平巷布置在装矿横巷的另端，起拉底和形成蟹沟的作用。当矿体不厚时，有时也起凿岩平巷的作用；

(4) 脉外矿柱回采平巷，如图2-6-34所示（图中之5）在矿房中间部位，从此平巷掘一顶柱凿岩硐室（图中之9）作为回采顶柱之用；利用该巷的切割横巷（图中之6）掘一间柱凿岩短巷（图中之7），作回采间柱之用。并利用相邻矿块的切割横巷，把凿岩平巷与脉外矿柱回采平巷相联结。

6.5.4.2 切割

1. 阶段出矿方式

(1) 切割立槽一般与矿房长度方向相垂直，宽度为2.5~3.0m。立槽位置应布置在矿房中间，为了降低矿损，亦可不布置在中央，但至少也要离开间柱边界5m。

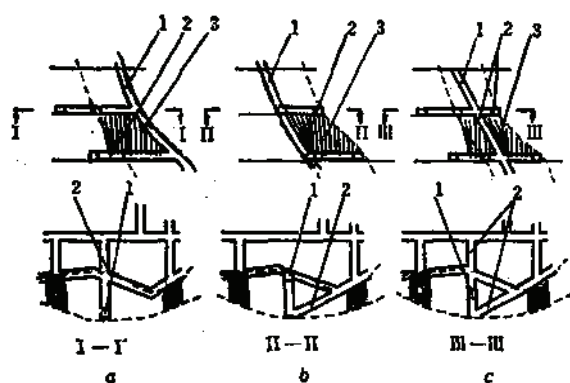


图 2-6-35 切割上山布置图

a—靠上盘脉内布置；b—靠下盘脉内布置；c—矿脉中间布置
1—切割上山；2—切割横巷；3—切割炮孔

切割天井（或上山）的位置，应根据矿山实际情况来选定。当矿体中厚、倾角大于 60° ，且下盘矿脉界限规整时，可采用下盘沿脉布置；当矿体厚度大于20m时，可采用矿脉中间布置。作拉开切割槽的自由面；

切割横巷一般也随切割天井布置在矿块中间，并与切割天井相联通，用以凿岩、爆破，形成切割槽，使切割槽的大小与矿房的高度和宽度相一致。切割天井和横巷布置见图2-6-35。

(2) 拉底水平一般在漏斗上口，由拉底平巷进行拉底。

2. 分段出矿方式

1) 切割槽及切割横巷

(1) 切割天井一般布置在矿房端部靠房间矿柱处，从剖面上由蟹沟平巷直至分段矿房的最高处，作为扩大成切割槽的爆破自由面；

(2) 切割横巷和蟹沟拉底平巷用中深孔拉开切割立槽，然后即可进行分段回采。见图2-6-34。

2) 拉底水平

用蟹沟拉底平巷进行拉底，一般随着回采的推进，逐步把拉底层拉开。

6.5.5 回 采

6.5.5.1 回采顺序

阶段出矿方式,沿矿房长度从矿房中央向两侧后退式回采,或从矿房的一端向另一端后退式回采。前者有两个采矿工作面,后者有一个采矿工作面。沿矿房高度,自上而下分段回采,采矿工作线呈直线形或正台阶形状;或者自下而上分段开采,采矿工作线呈倒台阶形状。

分段出矿方式,在矿块或矿房内回采以分段为单元。沿阶段高度自上而下相互错开一个距离进行分段凿岩、爆破和出矿,沿矿块长度向溜矿井方向推进,分段内从一侧向另一侧以扇形炮孔侧向崩矿方式进行回采,一般利用铲运机或电耙进行出矿。

6.5.5.2 顶板管理

在回采过程中,阶段出矿方式的采场顶板管理利用阶段顶柱和间柱支撑围岩,顶柱和间柱的尺寸按矿岩的稳固程度及支护时间与其允许的空间暴露面积等因素确定。对于不稳固的局部上盘围岩地段,在条件可能的情况下用喷锚加固进行支撑。分段出矿方式则利用分段房间矿柱及分段顶柱对围岩及矿房顶板进行支撑,矿柱规格与矿房尺寸和矿岩稳固性有关。

6.5.6 技术经济指标

国内某些矿山分段采场法(包括分段出矿方式)的技术经济指标详见表2-6-51。

国内部分矿山分段采矿法的技术经济指标

表 2-6-51

矿山名称	矿块生产能力 (t/d)	掌子面 工班效率 (t)	采切比 (m/kt)	损失率 (%)	贫化率 (%)	每吨矿石主要材料消耗						
						炸药 (kg)	雷管 (个)	导火线 (m)	导爆线 (m)	钎钢 (kg)	合金片 (g)	木材 (m ³)
辉铜山铜矿	300~370	15.8	7.69	6.3	9.49	0.46					1.407	0.0007
龙山铜矿	100~200	45	10	10	20	0.68	0.23	0.43	0.21	0.022	1.35	0.0009
大庙铁矿	93~134	21.6		20.7~24.5	14.5~15.9	0.211	0.077		0.75			0.0003
金岭铁矿	300~400	20.7	8.4	6.5	13.5	0.464	0.198	0.3	0.251	0.0402	1.654	0.0002
郭店铁矿	100	6	9	9.6	10.2	0.72	0.54			0.03		
阜定铜矿(缓)	160~180		26.8	12~26	13~22	0.46	0.2			0.22	0.013	0.00017
大姚铜矿(缓)	89~130		90	7.6~8.01	8.5~10.3	0.68~0.7	0.2			0.04~0.06	0.018	0.00025
胡家峪矿7号脉	303		20.3	10.85	16.7	0.461	0.031		0.234			
开阳磷矿	143	5.3	10.97	49.2	20.5	0.22						0.0021
东川因民面山坑			12.4~14.5	14.55~15.15	15.46~16.46	0.51						

6.5.7 矿 山 实 例

6.5.7.1 辉铜山铜矿

1. 开采技术条件

辉铜山铜矿为砂卡岩型矿床,矿体走向长度达300m,延深200m,倾角70°~90°,上部矿体厚10~20m,下部厚4~8m,平均厚度为8~10m,呈似层状透镜体。矿石与围岩都较稳固, $f=10\sim14$ 。

2. 采矿方法

采用阶段出矿方式的分段采矿法，矿块沿走向布置，如图2-6-36。

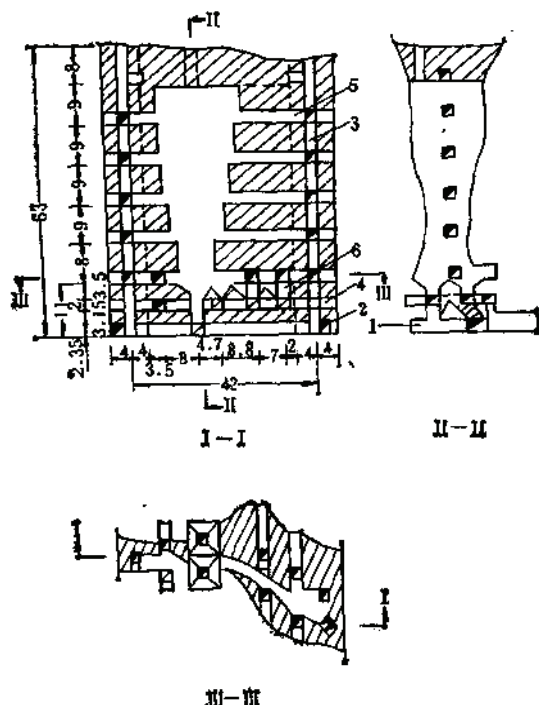


图 2-6-36 辉铜山矿分段采矿法

1—运输平巷, 2—穿脉平巷, 3—天井, 4—电耙巷道, 5—分段平巷, 6—出矿漏斗

3. 采准切割

沿走向每隔45~50m在房间矿柱中开掘人行及材料天井。在垂直阶段高度上,每隔9~11m开掘分段溜岩巷道,用联络道与人行、材料天井连通。在矿房中部开掘切割天井。采用格筛巷道振动放矿漏斗的底部结构,漏斗中心间距为7m,当矿体厚度大于12m时,布置双排漏斗,一个漏斗负担的面积为40m²,扩漏工作首先是在开凿切割天井的同时形成其下部漏斗,其他漏斗超前回采工作线1~2排漏斗的距离,用中深孔扩漏,即在所有漏斗颈上都打好中深孔,然后依次扩漏。

4. 回采工作

在阶段矿房内自上而下分段回采,沿矿房长度从矿房中央向两侧推进。利用YG-80型凿岩机配圆盘支架在分段凿岩巷道中钻上向扇形中深孔,孔径55~65mm,最小抵抗线为1.5m,孔距1.5~1.8m,孔深小于15m。以中央切割槽为自由面向两侧分次侧向爆破,一次爆破4排炮孔,用微差爆破方式。每米崩矿量4.5~5m³,采下的矿石经格筛二次破碎巷道由振动放矿机直接放在矿车中,每台振动放矿机的班放矿效率达189t,用28kW的电耙入溜井出矿时,台班效率为60~90t,振动放矿机的效率是电耙出矿的1~2倍。

5. 矿柱回采

该矿基本利用矿房的采准工程，用大量崩落法回采矿柱。整个阶段的矿柱回采顺序是从西向东，对于一个采场的顶柱与上阶段的底柱和一侧的间柱，同时回采。用微差爆破，爆破顺序是先间柱，而后顶、底柱。回采间柱时在天井分段巷道中用YG-80型凿岩机钻凿扇形中深孔，采顶柱时在两侧的天井顶柱硐室与位于顶柱下盘空区外的天井中钻凿水平扇形孔，垂直落矿。对于上阶段电耙道以上的底柱，在电耙道中钻凿上向垂直扇形孔。整个采场的矿柱回采，用漏斗结构振动放矿机出矿。

6. 采空区处理

该矿根据采空区连通地表及下部留有20m厚的矿石垫层的具体情况,采用自然崩落上盘围岩的办法处理采空区。

7. 矿块生产能力

该矿在二中段以下全部采用阶段出矿方式,始终是一个矿块进行回采,两个矿块备用。采准切割矿块1~2个,矿块利用系数为0.33,矿块生产能力达300~370t/d。

8. 采矿主要技术经济指标

该矿的主要技术经济指标,见表2-6-51。

6.5.7.2 日本丰羽铅锌矿

该矿区范围东西约2600m,南北约18000m,深度在450m以上。地区内有数十条矿脉,目前开采的3~4条矿脉。正在进行开采及探矿工作的范围从-150~-450m水平。

该矿矿体厚度平均为6m,矿体倾角为70°。

阶段高度为50m,矿块长度为30m,矿块厚度6m,房间矿柱宽度为5m,底柱高度为12m,其中漏斗上口至耙矿巷道底为7m,耙矿巷道至底柱底部为5m。分段高度为10~15m,漏斗间距为6~8m。矿房沿走向布置。如图2-6-37

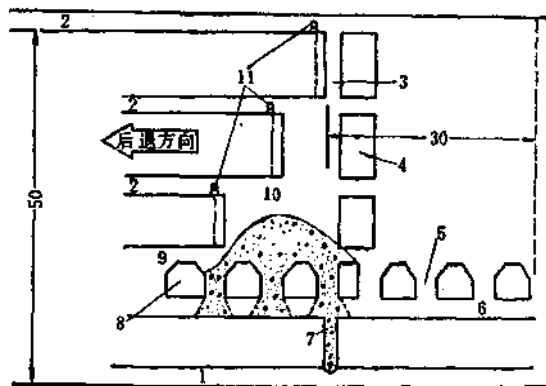


图 2-6-37 日本丰羽矿分段采矿法

1—运输平巷, 2—分段凿岩平巷, 3—超前天井, 4—房间矿柱, 5—漏斗, 6—耙矿巷道, 7—矿石漏斗, 8—底柱, 9—底部切割, 10—采空区, 11—M-110型凿岩机

1. 采准切割

矿体内沿脉布置运输平巷,在同一水平上相距5~10m布置一平行的脉外运输平巷,每隔30m用联络横巷相连接,以形成环形线路。在运输平巷上部5m处,底柱内布置沿脉电耙巷道。矿石溜井在矿房一侧,与运输巷道相通。电耙巷道底板以上7m处布置有拉底平巷,漏斗间距6~8m。矿房内有三层分段平巷。在矿房端部利用超前天井作自由面开掘切割立槽。

2. 回采

采用自下而上分段回采,形成倒台阶,侧向崩矿,从矿房一侧向另一侧推进。利用ASD-M110型凿岩台架钻凿下向平行或下向扇形深孔。排距2.4m,孔径50mm,凿岩工班效率40m,一次爆破2排孔,计200~300t左右。爆破矿石,自重落入集中坑道,用75×0.745kW电耙绞车或ST-2B、HST-1A型铲运机,将矿石耙入或卸入溜井内。溜井中的矿石转装入1.5m³侧卸式矿车中,用4t蓄电池机车运入各水平的集中溜井。

3. 采空区处理

矿块采掘终了时,利用开拓的废石及选矿厂的尾砂进行处理。

采矿回采率为70%,贫化率为20~25%。

6.5.7.3 开阳磷矿

1. 开采技术条件

开阳磷矿属浅海相沉积磷块岩矿床，呈层状产出，矿层有三层，可采层为二层。中、下二层相距170m左右。

中层矿体厚度为3~5m，倾角 $25^{\circ}\sim 40^{\circ}$ ，顶底板为灰岩，稳固，其直接顶板为厚0~3m的砾状白云岩等所组成， $f=4\sim 7$ ，不稳固，遇水易冒落。下层矿体，厚度5~7m，倾角 $20^{\circ}\sim 45^{\circ}$ ，顶板为灰岩，稳固。底板为砂岩， $f=8$ ，稳固。

矿石（中下层） $f=7$ ，由不稳固到稳固。

2. 采矿方法

马路坪矿开采某阶段时，一些矿块采用了振动机底部结构的低分段侧向崩矿连续空场法。如图2-6-38所示。

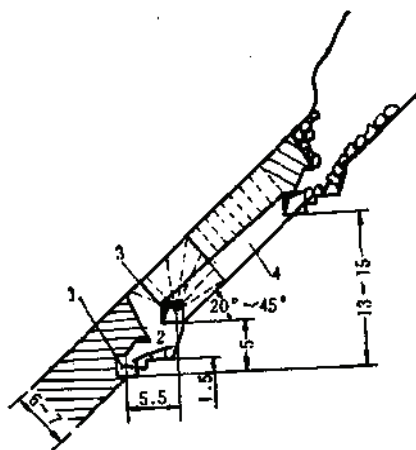


图 2-6-38 开阳磷矿振动出矿分段采矿法

1—中段装矿运输平巷，2—振动机，3—拉底切割平巷，4—凿岩上山

3. 矿块布置及结构要素

- (1) 阶段高度为40m；
- (2) 分段高度一般把阶段高度上分为3~4个低分段来回采，分段高为10~13m；
- (3) 矿块长度如矿块沿走向布置，长度65~70m（一般每200m打三个矿块天井，一个天井开采的范围称之为一个矿块）；
- (4) 矿块宽度即矿体水平厚度，10~12m（垂厚6~7m）。

4. 采准切割

在矿块中央布置一条下盘脉外天井，距矿体6~8m，基本上沿矿体倾向，作放矿、行人、提升材料、设备之用。自天井按分段高度开联络道通向矿体。

回采凿岩平巷沿底板布置。在底板脉外布置出矿平巷和凿岩平巷平行，相距8m。在矿块两端开切割槽，向天井后退式回采。

5. 回采

在回采平巷中用YQ-100型潜孔钻机向上打 55° 的扇形深孔。每排水平距离5m，最小抵抗线4m，每排孔5~7个，孔径100~105mm，人工装填直径为80mm硝铵炸药，电雷管和导爆索起爆，每次爆破一排孔。爆破后，空场形成歪沟，歪沟底部和装矿横巷联通。出矿时T₂G型装运机不进入空场，而在装矿横巷尽头歪沟底部装矿，通过出矿平巷运至天井卸矿。

6. 地压管理

分段留2~3m的永久顶柱控制地压。

7. 主要技术经济指标

该矿的主要技术经济指标, 详见表2-6-51。

6.6 爆力运矿采矿法

6.6.1 适用条件

(1) 矿体倾角应大于 25° , 能保证有效的运距和不使底板残留矿石;

(2) 矿岩要求中等稳固, 当采用低分段爆力运矿及暂留顶矿时, 可用于不太稳固的矿岩中;

(3) 矿体底板要求光滑;

(4) 矿岩之间一般要有明显的界限;

(5) 矿体的开采厚度一般为6~25m, 在8~15m之间最为有利。

有关采用爆力运矿采矿法矿山的开采技术条件详见表2-6-52。

矿山开采技术条件

表 2-6-52

矿山名称	矿体厚度(m)	矿体倾角($^\circ$)	顶 板	矿 石	底 板
胡家峪铜矿 (7号矿体)	10	45	砂化大理岩 $f=8\sim10$ 中 稳	砂化大理岩 $f=8\sim10$ 中 稳	黑色片岩 $f=4\sim6$
杨家杖子钼矿 岭前矿 (5号矿体)	8~12	40~42	灰黑色大理岩 较稳固	石榴子石和砂卡岩 $f=10\sim11$ 较稳固	灰黑色大理岩 较稳固
青城子铅矿 榛子沟坑289号脉	4~8	40	白云岩、大理岩 $f=6\sim8$ 欠稳固至中等稳固	$f=8\sim10$ 稳 固	云母片岩、变粒岩 $f=6\sim8, f=12\sim4$ 欠稳固、较稳固
龙烟铁矿 (四盲井)	6.17 (合采)	35~41	黑色页岩 欠稳固	赤铁矿 $f=8\sim15$ 稳 固	石英岩 $f=18\sim22$ 稳 固
苏联 米盖尔姆斯克矿	8~12	30~55	稳 固	$f=10\sim14$ 稳 固	稳 固
苏联伊里奇铁矿	2~12	0~40	$f=8\sim14$	$f=5\sim8$	
苏联列宁格勒矿	6~15	17~45			
加拿大 新诺列依克金矿	15~25	45	稳 固	稳 固	稳 固

6.6.2 方案 和 特点

6.6.2.1 方案

根据矿岩稳固程度、矿体倾角、矿体厚度以及沿倾斜的变化程度等, 可分为:

1. 阶段爆力运矿空场法

例如中条山胡家峪铜矿（见图2-6-39）、杨家杖子铜矿。

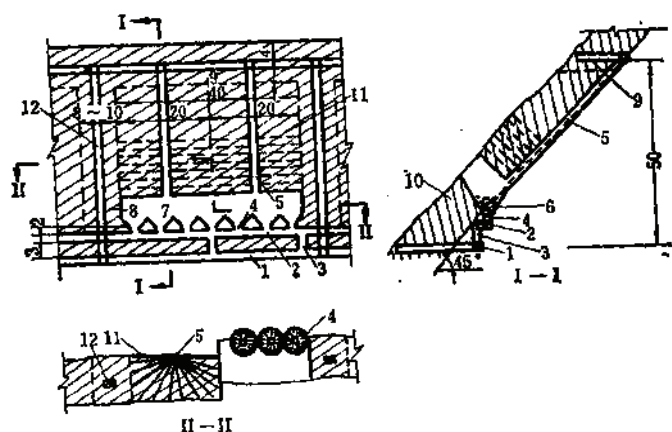


图 2-6-39 胡家峪铜矿阶段矿房暴力运矿采矿法

1—脉外运输平巷；2—电耙道；3—溜矿井；4—漏斗；5—凿岩上山；6—切割平巷；7—矿房；8—间柱；9—顶柱；10—底柱；11—扇形孔；12—天井

2. 分段暴力运矿空场法

(1) 高分段暴力运矿法（阶段划分为两个分段），如青城子铅矿，见图2-6-40。

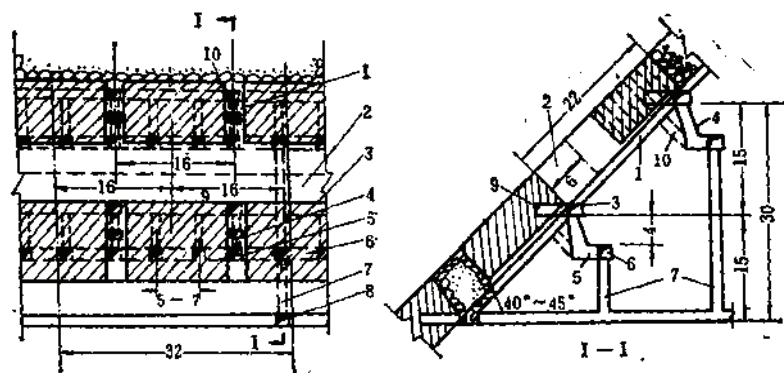


图 2-6-40 青城子铅矿高分段暴力运矿空场法

1—凿岩天井；2—切槽型沟；3—切割平巷；4—出矿口；5—斗穿；6—电耙道；7—溜井；8—运输平巷；9—绞车硐室；10—人行道

(2) 低分段暴力运矿法（阶段划分为两个以上的分段）如龙烟铁矿，见图2-6-41。

除上列方法使用暴力运矿处，在分层开采的房柱法中，其切顶层的运搬，国内外有一些矿也采用暴力运矿。

6.6.2.2 特点

暴力运矿主要是凭借炸药爆破时的能量，把矿石抛离矿体一段距离，并借动能和位能使崩落矿石在采场底板上滑行、滚动一段距离，该法解决了不开掘底盘漏斗，能使人员不进入暴露顶板下采场内的问题。

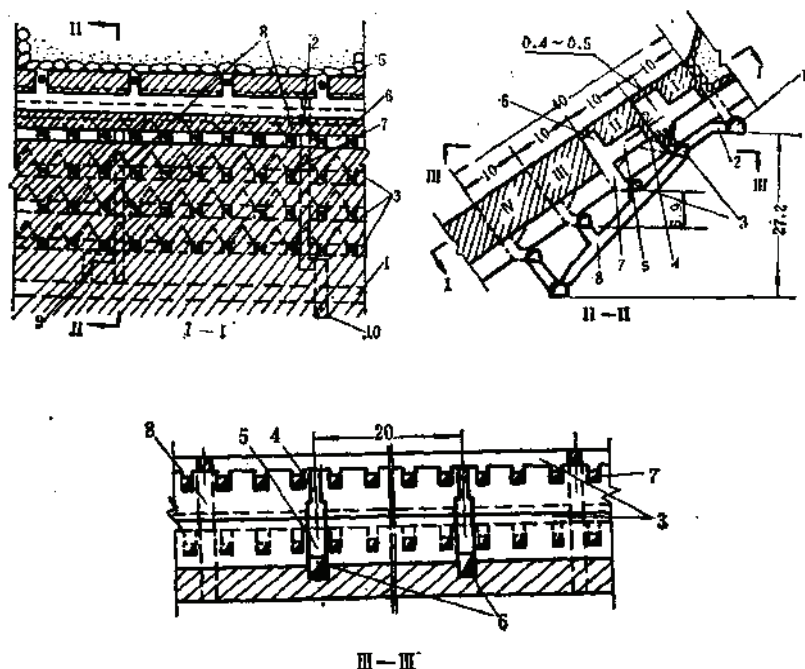


图 2-6-41 龙烟铁矿低分段爆力运矿采矿法

1—运输平巷, 2—溜井联络道, 3—电耙巷道, 4—凿岩上山联络巷, 5—凿岩上山, 6—切割上山, 7—放矿漏斗, 8—溜井, 9—人行道, 10—绞车硐室

6.6.3 采场布置和构成要素

6.6.3.1 采场布置

用爆力运矿时, 直接把阶段划为矿块; 而苏联的米盖尔姆斯克矿, 先划盘区, 盘区由 3~4 个矿块组成。

矿块间一般以间柱为界限, 例如胡家峪铜矿, 而杨家杖子岭前矿由于矿体走向短, 仅在矿体中间留有 6m 宽的矿柱。国外已向矿块间不留间柱的连续回采发展。

6.6.3.2 构成要素

(1) 阶段高度依据矿岩稳固程度、抛掷距离和分段数来确定。阶段高度一般为 20~35m,

(2) 分段高度的确定条件和阶段高度相同, 高分段一般为 15m 左右, 低分段一般为 6~10m,

(3) 矿房长度应根据采场允许的暴露面积和最佳的凿岩设备效率来确定。

由于设备效率及炮孔偏斜率的要求, 深孔设备 (BA-100 型) 取用 25m 的凿岩控制长度, 因此凿岩天井的控制范围为 50m。一般每个矿块有一条天井, 则矿房长度为 50m。

中深孔设备 (包括 YG-80、YZ-90 型等), 设备控制长度为 10m, 凿岩天井控制长度为 20m。一般每个矿块有两个凿岩天井, 则矿块长度为 40m 左右,

实际各矿的采场长度为 32~72m, 考虑矿房长度时, 还应参考放矿口间距。

(4) 顶柱宽度一般为 4~6m。而龙烟铁矿设分段顶柱, 其宽度为 2m,

- (5) 底柱宽度一般在阶段暴力运矿采矿法中有底柱, 其宽度为4~8m;
- (6) 间柱宽度在胡家峪铜矿为6~8m;
- (7) 漏斗间距为5~6m;
- (8) 放矿井间距在岭前矿为50m;
- (9) 采场下部漏斗容积与崩矿步距成正比例;
- (10) 凿岩天井的间距取决于所采用的凿岩设备, 中深孔落矿, 天井间距为14~20m, 深孔落矿为50m。

有关部分矿山采场结构详见表2-6-53。

部分矿山采场结构

表 2-6-53

矿 山 名 称	阶 段 高 度 (m)	分 段 高 度 (m)	分 段 数 目 (个)	矿块沿走 向长度 (m)	矿 块 斜 长 (m)	顶 柱 宽 度 (m)	底 柱 宽 度 (m)	间 柱 宽 度 (m)	漏 斗 间 距 (m)
中条山铜矿胡家峪矿	40~50		1	50	55~70	4~6	4~6	6~8	5~6
杨家杖子钼矿岭前矿	35		1	50	41	4	3~10	6~8	6
青海子铅矿狮子沟矿	30	15	2	30~50		不 留		不 留	5~6
龙烟铁矿	27.2	6.9 (斜长10m)	4	72	40	3~4	2		
苏联米盖尔姆斯克矿	50~80			矿房宽 15~20				4~5	

6.6.4 采 准 切 割

暴力运矿除采场结构参数的影响外, 采准、切割工程的布置等也影响着崩落矿石的最大距离。

(1) 底部结构有普通漏斗脉外沿脉电耙道结构; 歪沟漏斗脉外沿脉电耙道结构和装运机底部结构;

(2) 每个阶段布置一条脉外沿脉运输平巷, 一般距矿体底板 $\geq 6\sim 8\text{m}$;

(3) 溜矿井用于将采场矿石溜放到沿脉运输平巷, 一般阶段暴力运矿采用短溜井, 而分段暴力运矿使用分段直溜井、集中斜溜井等;

(4) 凿岩天井用于回采采场矿石。利用该井布置沿倾斜的扇形中深(或深)孔。该井的位置决定着贫化损失的大小, 一般位于底板矿岩接触线上, 并应照顾沿矿体走向的变化;

(5) 切割平巷(凿岩平巷)即开掘切割槽堑沟的巷道。由该巷沿走向布置垂直扇形中深(或深)孔。该巷位于漏斗上口脉内下盘接触处。该巷爆破后保证漏斗上口的坡面角为 55° , 以利溜矿;

(6) 切割井位于凿岩天井和凿岩平巷相交处, 形成切槽堑沟前的自由空间。垂直矿体厚度布置。

6.6.5 回 采

6.6.5.1 回采顺序

矿房回采分阶段矿房回采和分段矿房回采。分段矿房回采, 一般先采上分段, 后采下分段。阶段和分段矿房内, 一般沿倾斜由下往上进行回采。矿块内, 凿岩天井之间以相同

的速度推进。

6.6.5.2 回采方式

每个阶段或分段矿房，先形成垂直走向的切割立槽，作为形成补偿空间的自由面。补偿空间及堑沟形成后，可以进行矿石的回采。

1. 切割槽的形成

利用切割天井和凿岩天井下段形成垂直走向的小立槽，槽宽为3.5~4.0m。龙烟铁矿矿体顶板较差，用放矿漏斗作自由面。

2. 补偿空间及切割堑沟的形成

先利用切割平巷布置立扇形中深孔（或深孔），以切割槽为自由面向两侧依次爆破。例如岭前矿，每次爆3~5排，最小抵抗线为2.7m，孔底距为1.0~1.2倍最小抵抗线。

龙烟铁矿利用切割天井打上仰5°的水平扇形中深孔来形成堑沟。

3. 矿房的回采

一般在凿岩天井内打倾斜扇形中深（或深）孔。由下而上分次爆破，爆破步距视底部漏斗或堑沟的容积而定，最后一个步距是在覆岩下放矿。各矿的爆破步距，杨家杖子矿为1~2排（斜长为3~6m），青城子矿为5排（斜长为7.5m），龙烟铁矿的分段矿房一次崩落。

一般爆力运矿回采的炸药消耗量比正常回采炸药消耗多0.5~1.0倍。实际炸药消耗量因运距的增大、倾角的变缓、厚度的变薄等而增加。

有关部分矿山矿石回采时的凿岩爆破参数详见表2-6-54。

凿岩爆破参数

表 2-6-54

矿 山 名 称	爆破步距 (排)	孔 径 (mm)	孔 深 (m)	最小抵抗线 W (m)	孔底距 (m)	爆力运距 距离 (m)	炸药单耗 (kg/t)	每米崩 矿量 (t)
胡家峪铁矿	2~3	68~72		2.2	1.0~1.2w	24~60	0.44~0.55 (一次0.27~0.32)	6.5~7.0
岭前矿区	1~2	100	15~30	3.0	1.0~1.2w		0.39	15.0
青城子矿	5	65	<12	1.0~1.5	1.8~2.2	18~20	一次0.23 二次0.30	5.5~6.0
龙烟铁矿	上半部 一次全崩	60	10~14	1.2~1.5	1.5~1.8		一次0.40 二次0.002	4.3
米盖尔姆斯克矿		56~60		1.5~1.7	1.2~2.0		一次 0.23~0.25 二次 0.12	
新诺列依克金矿	2	51~54		2.3	3.6		一次 0.165~0.20 二次 0.20	

6.6.5.3 采场运矿

爆力运矿是该法采场的运搬方式。主要是确定爆力运距和重力运距。此两运距均受矿体倾角、厚度、矿岩性质、底板光滑程度、采场结构、炸药性能以及爆破技术等影响。

根据各矿的实际测试，两运距的长度如下：

杨家杖子矿为14~20m（1962年），青城子矿为18~22m（底板上基本无残留矿石），龙烟铁矿为10~15m，胡家峪矿为17~32m（1960年）。

目前国内、外对运距的各种理论计算,都不可能包罗所有的影响因素,因此只能是一种近似计算,其计算公式如下:

对于倾角 $25^{\circ}\sim 50^{\circ}$ 的矿体,其崩落矿石虽无自重运搬的能力,但有向下运动的趋势,因此国外曾采用在倾斜面上利用爆破的能量将矿石作抛掷和重力运动,从而扩大了自重运搬的范围。

苏联伏、阿、薛尔坎洛夫对爆力运矿的距离计算,分如下两个阶段:

第一阶段,崩落矿石的爆力抛体运动,即爆力的斜面运距。

第二阶段,当矿石坠落在矿体底板后,凭借动、势能,沿底板滚动,滑行一段距离,即重力斜面运距。

其各计算参数,代表的尺寸以及含义见图2-6-42。

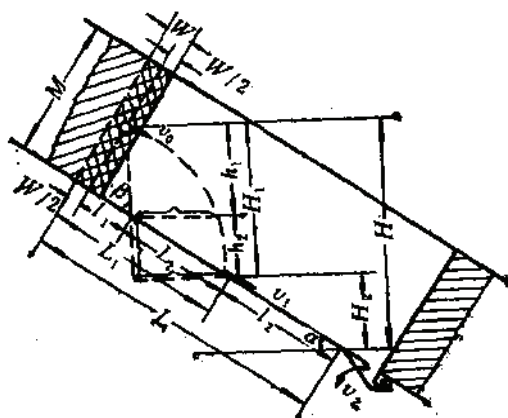


图 2-6-42 爆力运矿计算参数

L —爆力运矿总斜面运距, m; L_1 —爆力斜面运距, m; L_2 —重力斜面运距, m; l_1 —崩落矿石自由落体下的斜面运距, m; l_2 —崩落矿石爆力作用下所增加的斜面运距, m; α —矿体倾角, 度; M —矿体厚度, m; X —崩落矿石抛掷的水平距离, m; v_0 —崩落矿石的初速度, m/s; v_1 —崩落矿石刚与底板接触的速度, m/s; v_2 —崩落矿石至漏斗口的末速度, m/s; h_1 —崩落矿石自由落体的垂距, m; h_2 —崩落矿石爆力作用下所增加的垂距, m; H_1 —爆力运距的垂距, m; H_2 —重力运距的垂距, m; H —总运距的垂距, m; W —最小抵抗线, m

总斜面运距可按下式计算:

$$L = L_1 + L_2 \quad (2-6-4)$$

式中 L 、 L_1 、 L_2 ——见图2-6-42注。

1. 爆力斜面运距的计算

$$L_1 = l_1 + l_2 \quad (2-6-5)$$

式中 l_1 、 l_2 ——见图2-6-42注。

$$l_1 = \frac{M}{2} \operatorname{tg} \alpha \quad (2-6-6)$$

式中 M 、 α ——见图2-6-42注。

$$l_2 = \frac{X}{\cos \alpha} \quad (2-6-7)$$

$$X = 5nW \quad (2-6-8)$$

式中 n ——爆破作用指数，爆破漏斗试验求得。

W 、 X ——见图2-6-42注。

公式(2-6-8)是薛氏借地面抛掷大爆破所得的经验公式，该式仅反映与二个参数的关系。

$$W = d \sqrt{\frac{7.85 \Delta \tau}{Kq}} \quad (2-6-9)$$

式中 d ——炮孔直径，cm；

Δ ——炸药密度，kg/cm³；

τ ——中深孔装药系数；

q ——炸药单耗，kg/m³；

K ——炮孔密集系数。

把(2-6-6)、(2-6-7)、(2-6-8)式代入(2-6-5)式，使得(2-6-10)式。

$$L_1 = \frac{M}{2} \operatorname{tg} \alpha + \frac{5nW}{\cos \alpha} \quad (2-6-10)$$

2. 重力斜面运距的计算

重量为 G 的崩落矿石，当其落在倾角为 α 的斜面上，在重力 P 的作用下，以 α 的加（减）速度向下运动。见图2-6-43。

$$P = G(\sin \alpha - f \cos \alpha) \quad (2-6-11)$$

式中 P 、 f 、 G ——见图2-6-43注。

根据动量守恒原理，可列出简化运动方程式：

$$PL_2 = \frac{1}{2} m(v_2^2 - v_1^2) \quad (2-6-12)$$

式中 v_1 、 v_2 、 L_2 ——见图2-6-43注。

m ——崩落矿石的质量；

$$L_2 = \frac{H_2}{\sin \alpha} \quad (2-6-13)$$

式中 H_2 ——重力运距的垂距，m；

$$PL_2 = \frac{G(\sin \alpha - f \cos \alpha) H_2}{\sin \alpha} \quad (2-6-14)$$

令(2-6-12)式等于(2-6-14)式，即得

$$\frac{(v_2^2 - v_1^2)}{2g} = \frac{(\sin \alpha - f \cos \alpha) H_2}{\sin \alpha}$$

由此求得重力运距的垂距

$$H_2 = \frac{(v_2^2 - v_1^2) \sin \alpha}{2g(\sin \alpha - f \cos \alpha)} \quad (2-6-15)$$

由于倾角为 $25^\circ \sim 50^\circ$ ，崩落矿石一般呈减速运动，其 $v_2 = 0$ ，因此(2-6-15)式可简化为(2-6-16)式。

$$H_2 = \frac{v_1^2 \sin \alpha}{2g(f \cos \alpha - \sin \alpha)} \quad (2-6-16)$$

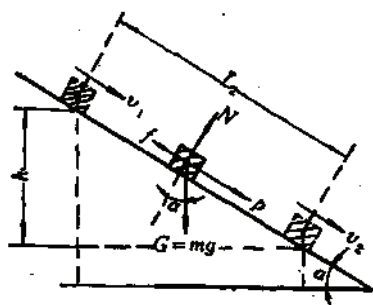


图 2-6-43 重力斜面运距计算参数

L —重力斜面运距, m; v_1 —崩落矿石沿斜面运动的初速度, m/s; v_2 —崩落矿石沿倾斜面的末速度, m/s; N —正压力, kg; f —动阻力系数; p —下滑力, kg; $G=mg$ —重力, kg; α —矿体倾角; h —总斜面运距的垂直距, m

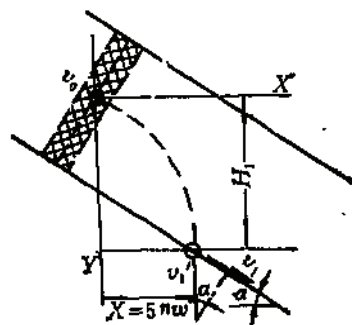


图 2-6-44 重力下滑初速计算

H_1 —重力运距的垂直距离; v_0 —崩落矿石后的初速度; v_1 —崩落矿石沿斜面运动的初速度; v_1' —崩落矿石抛物线的切向速度; X —崩落矿石抛掷的水平距离; α —矿体倾角

式中, v_1 即 v_1' 的斜面分量, 而 v_1' 是崩落矿石抛物线的切向速度, 方向垂直大地 (即和 Y 轴一致)。

$$v_1 = v_1' \sin \alpha \quad (2-6-17)$$

而 v_1' 可按自由落体公式计算

$$v_1' = \sqrt{2gH_1} \quad (2-6-18)$$

式中 H_1 ——崩落矿石在抛掷时的垂直高度, m。

崩落矿石的抛掷轨迹, 假设为一水平抛射体的运动轨迹, 即 Y 轴上的 $v_0 = 0$, 而 X 轴上的 $v_0 = c$, c 为恒量 (见图 2-6-44)。

$$H_1 = h_1 + h_2 = \frac{M}{2\cos\alpha} + 5nWtga \quad (2-6-19)$$

将 (2-6-19) 式代入 (2-6-18) 式内

$$\text{则} \quad v_1' = \sqrt{2g\left(\frac{M}{2\cos\alpha} + 5nWtga\right)} \quad (2-6-20)$$

$$v_1 = \sqrt{2g\left(\frac{M}{2\cos\alpha} + 5nWtga\right)} \cdot \sin\alpha \quad (2-6-21)$$

把 (2-6-21) 式代入 (2-6-16) 式, 则得

$$H_2 = \frac{\sin^3\alpha \left(\frac{M}{2\cos\alpha} + 5nWtga\right)}{f\cos\alpha - \sin\alpha} \quad (2-6-22)$$

$$L_2 = \frac{H_2}{\sin\alpha} = \frac{\sin^2\alpha \left(\frac{M}{2\cos\alpha} + 5nWtga\right)}{f\cos\alpha - \sin\alpha} \quad (2-6-23)$$

根据 (2-6-10) 式和 (2-6-23) 式求得的 L_1 和 L_2 , 再代入 (2-6-4) 式, 求得运搬总距离的计算式。

$$L = L_1 + L_2 = \frac{M}{2} \operatorname{tg} \alpha + \frac{5\pi W}{\cos \alpha} + \frac{\sin \alpha \left(\frac{M}{2 \cos \alpha} + 5\pi W \operatorname{tg} \alpha \right)}{f \cos \alpha - \sin \alpha} \quad (2-6-24)$$

6.6.6 技术经济指标

部分爆力运矿采矿法矿山的技术经济指标,见表2-6-55。

国内外部分爆力运矿矿山技术经济指标

表 2-6-55

矿山名称	矿块生产能力 (t/d)	采切比 (m/kt)	损失率 (%)	贫化率 (%)	掌子面工班效率 (t)	凿岩机台班效率 (m)	运搬台班效率 (t)
中条山铜矿	220~250	8.3	9.5	10.4	15~20	20~30	70~150
杨家杖子铜矿	240~350	8.4	6	5.3	18~20	90~120	150~200
青城子铅矿		22.1	5.47	10.73		10~12	55~80
龙烟铁矿	555.3	25.4	16.1	12.9	10.5	32.6	70~150
米盖尔姆斯克矿 (苏)	300~500		20	7	94		200
伊里奇铁矿(苏)		12.6~14.7	8	5.3~6.5	22.8~20.4		95~98
保加利亚 谢德莫斯里斯奇 多金属矿		18~18	2~8	12~13	40~45		
赞比亚 Mufulira矿	1000~1200	12.3	14		80.5	42	250

6.7 阶段矿房采矿法

6.7.1 适用条件

- (1) 矿石、围岩均稳固,
- (2) 急倾斜厚矿体和任意倾角的极厚矿体,或特殊条件下的薄矿体;
- (3) 矿体几何形状较为规则;
- (4) 不需选别或剔除废石。

国外目前对长锚索锚固不稳固顶板,在某些矿山取得成功,在一定的条件下可适当放宽顶板的稳固程度。有关实际矿山的开采技术条件详见表2-6-56。国内大直径深孔矿山见表2-6-57。

6.7.2 主要方案及特点

6.7.2.1 主要方案

阶段矿房采矿法主要有垂直深孔崩矿和水平深孔崩矿。

水平深孔崩矿,通常用于矿岩稳固,矿体变化小的地段。目前水平深孔凿岩设备为YQ-100B型潜孔钻机。垂直深孔设备发展较快。

个别情况可以采取联合深孔崩矿。崩落矿石靠自重溜放。

国外矿山绝大多数采用大直径下向垂直深孔,也有上向深孔和倾斜深孔。

水平深孔崩矿和垂直深孔崩矿阶段矿房采矿法,分别见图2-6-45、图2-6-46,大直径

某些矿山开采技术条件

表 2-6-56

矿 山 名 称	矿 体 厚 度 (m)	矿 体 倾 角 (°)	矿 岩 种 类 及 条 件	
			围 岩	矿 体
河 北 铜 矿	10~30	60~90	灰岩、花岗岩 $f=8\sim10$ 稳 固	含磁铁矿矿 $f=8\sim12$ 稳 固
杨家杖子铝矿	0.4~40	20~60	灰岩、页岩 $f=8\sim10$ 中等稳固	$f=8\sim10$ 中等稳固
大吉山钨矿	矿 脉 为 0.3~0.8	70~85	砂 板 岩 $f=8\sim12$ 稳 固	黑 钨 矿 $f=10\sim12$ 尚 稳 固
锦 屏 磷 矿	2~30	40~75	大理岩、片岩 $f=8\sim10$ 稳 固	磷 块 岩 $f=6\sim10$ 中等稳固
红透山铜矿	8~12	72~83	云母片麻岩 $f=12\sim14$ 稳 固	黄铜矿石 $f=8\sim10$ 稳 固
弓长岭铁矿	10~25	70~85	绿泥片岩 $f=3\sim4$ 不 稳 固	磁 铁 矿 $f=6\sim9$ 不 稳 固
苏 联 高 山 铁 矿	20~60	55~65	$f=12\sim14$ 稳 固	$f=8\sim12$ 稳 固

国内大直径深孔矿山开采技术条件

表 2-6-57

矿 山 名 称	矿 区	矿 房			倾 角		矿 体 形 态	有无夹石	断层	稳固情况		岩 石	
		长度 (m)	宽度 (m)	高度 (m)	下盘 (°)	上盘 (°)				下 盘	上 盘	下 盘	上 盘
凡 口 铅 锌 矿	金星岭	30~48	8	30~50	70~90	80	规则, 基本规则	部分有夹石	部分矿房有断层	中等稳固	中等稳固		
	狮岭	30~50	8	40	65~80	50~75	规 则	部分矿房有夹石	一般有断层	中等稳固	中等稳固	灰 岩 $f=9$	灰 岩 $f=9$
金 金 川 有 限 公 司	二矿区	37 (竖沟 长度 22.5)	6	50 (回采 高度 44)	70	80~90	矿体厚大 回采矿块 较规则	基本无夹石 或少量夹石		不太稳固 $f=6\sim11$	不稳固加 长锚索支 护	绿泥片岩	混合岩

深孔阶段矿房法 (国内应用的VCR法), 见图2-6-47。

6.7.2.2 特点

阶段矿房采矿法与分段采矿法基本类同, 也把矿体划分为矿房与矿柱, 所区别的是矿房内没有分段平巷, 不在分段平巷内凿岩或出矿, 而把凿岩集中在一个水平上进行作业。矿房和矿柱先后分两个步骤回采。事后处理采空区。阶段矿房法中, 在70年代采用了大直

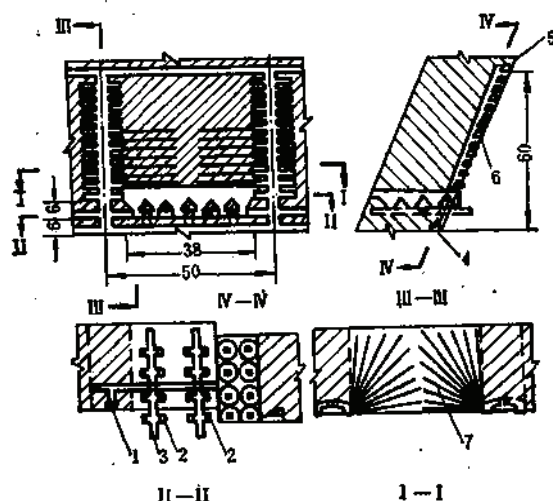


图 2-6-45 水平深孔崩矿阶段矿房法

1—凿岩天井, 2—小溜井, 3—电耙巷道, 4—阶段巷道, 5—回风平巷, 6—凿岩硐室, 7—回采天井

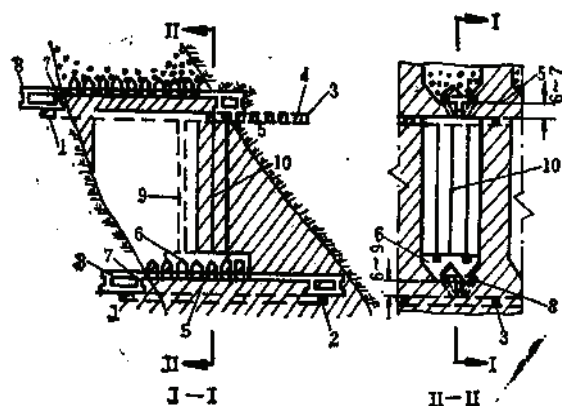


图 2-6-46 垂直深孔崩

矿阶段矿房法

1—脉外巷道, 2—脉内巷道, 3—阶段穿脉巷道,
4—凿岩巷道, 5—顶柱, 6—拉底巷道, 7—漏斗,
8—电耙巷道, 9—切割槽, 10—垂直深孔

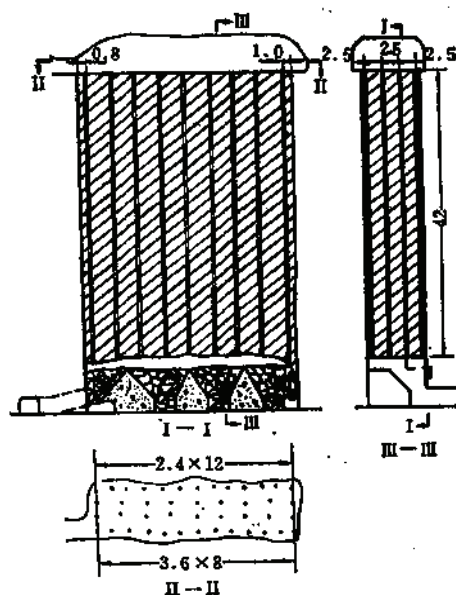


图 2-6-47 大直径下向深孔球状药包垂直后退采矿法

径 (130~165mm) 下向垂直炮孔, 并结合球状结构的装药工艺, 大大发展了阶段矿房法。在阶段矿房法的回采中, 不仅使用了垂直炮孔侧向崩矿技术, 同时也掌握了垂直炮孔向下崩矿的技术。这些技术与无轨设备相配合, 将形成国内今后新型阶段矿房采矿法。

两步骤回采的阶段矿房法,在国外矿山不少与事后充填相结合,在回采工艺上与阶段充填法相同。国内有关大直径炮孔应用的VCR法详见第八章。

6.7.3 采场布置和构成要素

6.7.3.1 采场布置

矿体厚度小于20m时,采用沿矿体走向布置,矿岩稳固且开采技术等条件允许,沿走向布置的矿体厚度甚至可超过30m。一般当矿体厚度大于20~30m时,则采用垂直走向布置。

应用大直径炮孔时,矿体水平厚度小于25m,则采用沿走向布置矿房,此时矿房长度一般取30~60m左右。

对稳固而走向较短的矿体,孤立的盲矿体、筒状和夹层隔开的包体矿、矿床端部的倾伏矿体等,矿房长度可适当放大或不留顶柱和间柱。

6.7.3.2 矿块构成要素

1. 矿房面积

矿房面积取决于矿岩、地压和所用设备的性能(如钻机的合理钻凿深度、角度)等。矿房面积数据,可参考6.5.3.1节以及表2-6-57、表2-6-58、表2-6-59。

苏联一些金属矿山矿岩允许暴露面积(m²)

表 2-6-58

岩体暴露位置	矿 岩 稳 固 程 度		
	中 等 稳 固	稳 固	很 稳 固
上 盘 岩 石	300~800	800~1500	1500~3000
顶 柱	250~400	500~800	800~1500

大宝山铜矿不同形式的矿房实际面积

表 2-6-59

矿 房 布 置 形 式	矿 房 面 积 (m ²)
沿 矿 体 走 向	440~730
垂 直 矿 体 走 向	460~520

2. 阶段高度

国内一般取50~60m,围岩稳固,凿岩条件允许,可适当加大阶段高度。而国外不少矿山采用70~80m,个别达到150~200m(当矿体走向长度短,矿体厚度不大,矿岩稳固时取大值)。

一般垂直深孔崩矿较水平深孔崩矿其阶段高度低些。如果把底部结构设于脉外,或顶底柱合并,则可相对提高矿房的高度。

3. 矿柱

1) 普通阶段矿房法

(1) 矿房沿走向布置,矿体厚度<25~30m,间柱宽度为6~8m,矿体厚度小于10~12m,又走向长度短(<300m),则可不留间柱或在矿体走向中央留一、二处宽度为12~16m的间柱;

- (2) 顶柱5~10m;
 (3) 底柱10~14m (平底结构<10m)。

2) 大直径深孔崩矿阶段矿房法

- (1) 间柱6~10m;
 (2) 顶柱10m (少数情况为12~14m);
 (3) 底柱按底部结构确定。

用装运机或铲运机出矿时,多采用平底或简易结构,则矿柱矿量只相当于电耙出矿方案的40~60%。

有关某些矿山的矿块构成要素详见表2-6-60

矿块构成要素

表 2-6-60

矿山名称	矿房布置形式	阶段高度 (m)	矿房长度 (m)	间柱宽度 (m)	顶底柱高度 (m)	回采主要设备
河北铜矿	沿走向布置	60	30~40	8~8	13~16	YQ-100A型潜孔钻机凿岩,电耙出矿
	垂直走向布置	60	15~20	8~10	13~16	
杨家杖子钼矿	垂直走向布置	30~40	10~15	10~15	13	BA-100型潜孔钻机,电耙出矿
		70	10~12	8~10	16	
大吉山钨矿	沿走向布置	50~58	20~45	10~14	12~17	BA-100型潜孔钻机,装矿机或电耙出矿
	垂直走向布置	50~58	20~35	10~14	12~17	
锦屏铁矿	沿走向布置	60	50	12	12	YQ-100型潜孔钻机,电耙出矿
红透山铜矿	沿走向布置或垂直走向布置	60	34	10	11~18	BA-100型潜孔钻机,电耙出矿
弓长岭铁矿	沿走向布置或垂直走向布置	40~60	22	8	19	
		40~60	14	8	19	
苏联高山铁矿	垂直走向布置	60~70	40~60	10~12	8~10	潜孔钻机凿岩,电耙出矿

6.7.4 采准切割

6.7.4.1 采准

1. 运输方式

(1) 阶段运输平巷中采用轨道运输时,一般有脉外双轨巷、脉外巷加穿脉巷,环形道等布置;

(2) 阶段运输平巷中采用无轨自行装运设备将矿石直接运至主溜井。

2. 天井

天井可用脉内或脉外布置。天井多采用对角或下盘对称式布置。

3. 破碎水平的布置

(1) 无轨自行设备把装矿横巷内的矿石运至集矿平巷再运至溜井,下放到主要运输水平装车,一般破碎水平位于主要运输水平以上;

(2) 采用漏斗、电耙出矿,矿石经溜井,下放到主要运输水平。破碎水平也位于运

输水平以上;

(3) 在阶段平巷中采用无轨自行装运设备将矿石直接运至主溜井, 则破碎水平与运输水平相重合。

4. 凿岩巷道

(1) 采用水平深孔崩矿方案时, 凿岩硐室设于呈对角式布置的凿岩天井中, 垂直间距为5~6m 或与分层厚度相应。有时矿房长度较大, 则中部再设辅助凿岩天井。人行天井与凿岩天井有联络道相通(矿块2~3个);

(2) 采用垂直深孔崩矿方案时, 可在顶柱下按崩矿步距平行掘凿凿岩巷道(向上、下盘推进), 如采用大直径深孔的阶段矿房法, 即在矿房顶部布置凿岩巷道或顶层拉开成大硐室。如金川试验采场, 配合ROC-308型潜孔钻机, 设计了 $38 \times 6 \times 5\text{m}^3$ 的凿岩硐室;

(3) 采用向上、向下扇形孔的垂直深孔崩矿方案时, 则上、下布置凿岩巷道。

6.7.4.2 切割拉底

1. 切割工程

(1) 垂直分层深孔崩矿时, 采用切割立槽, 立槽位置大体布置于矿房中部或侧部。有时矿房内厚度不均, 则布置在矿块中矿体的最厚处。立槽宽度应为崩落分层矿量的20%。

切割工程有切割天井, 并根据所用的凿岩设备(中深或深孔)来布置分段切割横巷或其他工程;

(2) 水平分层深孔崩矿时, 一般采用水平切割槽, 水平切割槽和拉底空间结合在一起。其空间高度为崩落分层矿石容积的30~40%;

(3) 大直径下向深孔、下向分层崩矿时, 其补偿空间的容积应大于35%。

2. 拉底工程

拉底工程是指拉底水平的所有准备工程。一般利用拉底平巷, 当矿体较厚时, 可增加拉底横巷。大直径深孔回采时的拉底堑沟高度为6m左右。即先掘 $3 \times 2.8\text{m}$ 的切割巷道, 再行拉底扩帮、挑顶, 如金川试验采场形成 $22.5 \times 6 \times 6\text{m}^3$ 的拉底空间。

采准工程规格见表2-6-61。

6.7.5 回 采

6.7.5.1 回采顺序

阶段矿房法是逐个阶段向下回采, 沿走向均衡推进。先采矿房, 后采矿柱。矿房回采后期同时崩落临时矿柱。如河北铜矿。

矿房的回采顺序, 因矿块的布置方式和矿房的崩矿方式不同而异。

(1) 当沿矿体走向布置矿房, 垂直分层崩矿时, 可由一侧或两侧向切割槽进行深孔爆破。垂直矿体走向布置矿房, 则通常由上盘或自下盘(顶板不稳固时)逐次深孔爆破;

(2) 当水平深孔崩矿时, 则自下而上分层深孔爆破, 分层厚度一般取3~5m, 矿房可分3~4次崩完。每次同时爆破的分层数量不等, 最后一次崩矿时, 兼收顶柱;

(3) 采用大直径下向深孔崩矿时, 呈水平分层自下而上进行回采, 单层高度3~4m, 最后一分层, 高度大于7~10m。

采准工程规格

表 2-6-61

采准工程名称	宽×高(m)	
	普通阶段矿房	大直径深孔阶段矿房
阶段(运输)平巷	2.2×2.4, 2.7×3.0	4.2×4.8, 3.8×5.0
回风平巷	2.2×2.4, 2.7×3.0	
电耙巷道	2.0×2.0, 2.2×2.5	
穿脉(联络)巷道	2.0×2.0, 2.4×2.6	3.0×3.0
放矿溜井(漏斗)	1.6×2.0	2.0×2.5
人行(通风)天井	1.8×2.0, 3.4×3.6	
凿岩天井	2.0×2.0	3.0×3.0
平底斗	2.0×2.0, 2.0×2.5	
切割平巷(天井)	2.0×2.0, (1.5×2.4)	天井钻 $d=1.8$
凿岩硐室	3.5×3.5, 2.4×4.0	$b=4.0\sim4.5$
破碎(格筛)巷道	1.8×2.0, 2.0×2.0	
拉底巷道	1.8×2.0	3.8×3.6
凿岩巷道	2.4×2.4, 2.7×3.0	3.0×4.0
漏斗颈	1.8×2.0	
矩沟放矿口	2.0×3.5	
装药巷道		3.0×3.5
斜坡运输道		2.8×3.6, 3.0×5.0

6.7.5.2 深孔凿岩

深孔凿岩与爆破工艺有着特殊的严格要求。

阶段矿房法内,我国在50~60年代时,就已应用了直径为100mm的大直径深孔凿岩,在中硬以上的岩石中,广泛采用孔径100~110mm的YQ-100型潜孔钻机,该机的机身是BA-100型潜孔钻机,目前的改进型为YQ-100B型潜孔钻机。该机的深孔偏斜率没有完善解决,要求1%的偏斜率时,有效控制深度为25~30m(最大深度为50~60m);同时,凿岩效率又较低,一般为8~10m/台班。不能充分发挥大直径深孔的优点。迄今苏联矿山仍用直径<130mm的深孔。

大直径深孔在国外一般选用145~165mm的孔径。在国内金川二矿区、凡口铅锌矿的矿房回采中,应用了孔径165mm的ROC-306型潜孔钻机。其凿岩爆破参数详见表2-6-62、表2-6-63。

ROC 306型潜孔钻机的有效控制深度为50~60m,最大深度为100m,偏斜率要求1.0%左右。一般在凿岩硐室底板铺设400mm厚度的50号混凝土垫层,以保证钻机的平稳。

根据金川矿的经验,不稳固矿体的单响药量限于150kg,稳固矿体单响药量限于225kg。单层爆破相邻炮孔的药包起爆时间为25~50ms;双层爆破相邻炮孔的药包起爆间隔时间为50~100ms。

6.7.5.3 出矿

50~60年代的阶段矿房法一般采用30~55kW的电耙绞车。目前国内采用大直径下向深孔回采的矿山采用LF-4.1型(2.0m³)铲运机出矿,出矿步骤类似留矿法。第一阶段为控制出矿时期,每一分层(分条)爆破后,放出一次崩矿量的30~50%,以形成下分层(分条)的补偿空间;第二阶段为大量出矿时期,平均效率为500~700t/d。

大直径深孔凿岩参数

表 2-6-62

矿山及矿区	孔深 (m)	孔径 (m)	合格孔的比例	每米成本 (元)	台班效率 (m)	备 注
凡口金星岭矿区	42	165	偏斜率<1%的占88.1%	28.9	33.7(ROC306型钻机) 16.35(DQ-150型钻机)	ROC306型钻机配2台并 联的YV2.2/6-15型增压机
凡口狮岭矿区	30	165	垂直孔偏斜率 <1%的占66% 斜孔偏斜率 <2.5%的占46%	25.26		同上
金川二矿区		165	偏斜率<1.5% 的占65.2% 1.5~2.5%的占 23.9% >2.5% 的占10%		44.69(ROC306型钻机)	瑞典Atlas COPCO 公司的 ROC306 型履带式井下高压 潜孔钻机配 DG418 型 增压 机, 由(5~8)×10 ⁸ Pa增至 (15~18)×10 ⁸ Pa
RIOTINTO铜矿 (西班牙)		165	偏斜率<1.5%		25 (坚硬片岩)	ROC-306钻机, SG-3型增 压机
RUBIALES铜矿 (西班牙)		165	偏斜率<1.5%		低压 16 高压 30	ROC-306钻机
ALMADEN 汞矿 (西班牙)			偏斜率<1%		13~15 (极坚硬石英岩)	ROC-306钻机, AG-1型增 压机
AGRUMENSA 铁矿 (西班牙)		115	偏斜率<1.5~2%		40~45	ROC-306钻机, SH-3, XRH型增压机

国外部分矿山大直径深孔凿岩参数

表 2-6-63

矿 山	岩 石	矿块尺寸 (m)	孔 径 (mm)	炮孔间距 (mm)	炮孔排距 (mm)	边孔距 (mm)	每米炮 孔崩矿 量 (t)	炸药消 耗 量 (kg/t)	备 注
RIOTINTO铜矿	坚硬片岩	矿房 20 矿柱 12.5	165	3.75	3.75	0.5	32	0.28~0.3	柱状药包 ANFO
RUBIALES铜矿	中硬片岩	矿房 16 矿柱 20	165	3.75	3.75	1.5	40	0.25~0.3	球状药包 高威力炸药
ALMADEN汞矿	极坚硬石 英岩	沿走向 4.5~6	165	2.5~3.1	2.5	0.6~0.8	13	0.5~0.65	球状药包 高威力炸药
AGRUMENSA 铁矿	坚硬灰岩	矿房 25	115	4.5	3.4	0.5	50	0.15	柱状药包 ANFO

注: 国内凡口、金川爆破参数见第八章。

6.7.5.4 顶板管理

阶段矿房法在正常回采的情况下, 不会影响矿柱回收及以后工序, 但遇地质变化或开采条件困难时, 如垂直走向的应力增加, 水平应力集中, 则可能出现强大地压, 导致大面积冒顶或错动, 此时若不提高采矿强度, 加强回采速度, 则大量钻孔报废, 回采率大大下降。因此, 为了掌握地压活动规律, 须作好下述几点工作:

(1) 对矿柱进行应力、变形测定, 掌握已回采空间的应力分布和变化, 必要时编制出与采矿计划相应的地压动态图;

(2) 回采水平的采空区不应超过一个阶段高度, 上阶段悬顶范围未经崩落或充填处

理,不能进行阶段过渡;

(3) 回采水平以上不应连续存在残留悬顶。

6.7.6 采矿主要技术经济指标

国内外采用阶段矿房法一些矿山的生产实际指标,见表2-6-64,表2-6-65。大直径下

国内外阶段矿房法技术经济指标

表 2-6-64

矿 山 名 称	矿房生产能力 (t/d)	采准比 (m/kt)	损失率 (%)	贫化率 (%)	工班效率		每米炮孔 崩矿量 (t)
					凿 岩 (t)	回 采 (t)	
杨家杖子矿 (阶段矿房) (深孔留矿)	200~400* 140~200*	5.6	9.97	14.5	(210~230) 130.2	10.8	30~35 26.5
红透山铜矿	300~400		20~25	18~20		50~68	15~18
河北铜矿	(10000~25000)	5.2	8.85~19.9	12.2~19.1	(150)	51~88	20~25
大吉山铜矿	210~450	3.6~6.5		80~90	(160~180)	25~60	12~20
弓长岭铁矿(留矿)	250~300		24~32	9~11		8~11	
锦屏铁矿(留矿)	360~500	5.7	10~16	8~14	(252)	22.5	
高山矿(苏)	(11000~15500)	4.3~4.9	1~2	8~12	152	53	
古普金铁矿(苏)	(17500)		6.6		40~50		42.5
铜矿山(苏)	(2400~4200)		4	11	92	23	
柯米切恩铁矿(苏)	(19500)	4~8	2	4~5	160~170	50~55	
塔什塔戈尔矿(苏)	800~1000	4.2~11	20~30	8~12		15~20	
贝塔尼亚矿(加)	3500					50	
玛姆贝格矿(瑞)	12000		18~20			124~150	15~20
立布赫涅特矿(苏) (留矿)	15	6.4				48~56	(200)

注:1. 括弧内数字为(t/月)。

2. * 为班生产能力。

材 料 消 耗

表 2-6-65

矿山名称	每吨矿石主要材料消耗					
	炸 药 (kg)	雷 管 (个)	导火(爆)线 (m)	钎 钢 (kg)	合金片 (g)	坑 木 (m³)
杨家杖子铜矿 (阶段矿房法)	0.35	0.208	0.26	0.03	1.6	0.0015
同上 (深孔留矿法)	0.29	0.007	0.045			
红透山铜矿	0.26~0.49	0.42~0.8	0.5~1.7	0.01~0.077	1.75~2.32	0.00004~0.00035
河北铜矿	0.23~0.34	0.372	0.67	1.01~0.06	1.64~2.05	0.000528~0.00248
大吉山铜矿	0.25~0.35	0.002~0.006	0.05~0.08	0.003~0.074		
弓长岭铁矿(留矿)	0.45~0.70	0.4~0.6	1.2~1.5	0.03~0.05	15~3	13~24
锦屏铁矿(留矿)	0.53					0.0003~0.00035
高山矿(苏)	0.286					
古普金铁矿(苏)	0.597					
铜矿山(苏)	0.43~0.48					
柯米切恩铁矿(苏)	0.22~1.24					0.002~0.003
塔什塔戈尔矿(苏)	0.24~0.28					
贝塔尼亚矿(加)	0.265					
玛姆贝格矿(瑞)	0.27					

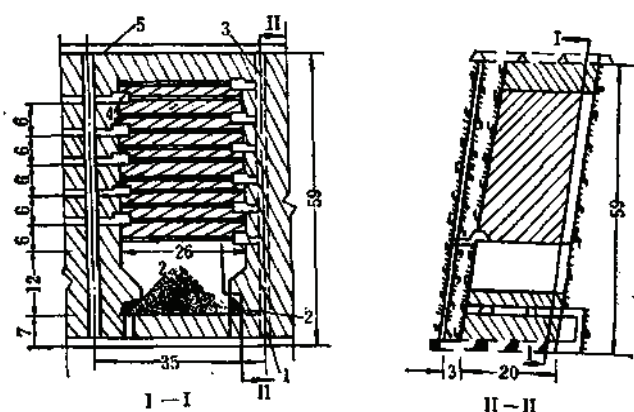


图 2-6-49 大吉山钨矿水平深孔崩矿阶段矿房法 (垂直走向布置)

1—运输平巷; 2—电耙巷道; 3—凿岩天井; 4—凿岩硐室; 5—放矿漏斗

4. 回采

回采使用BA-100型潜孔钻机打眼。用水平扇形深孔崩矿, 间柱一般为垂直扇形侧向崩矿, 顶、底柱用水平和倾斜等炮孔联合崩矿。矿房和矿柱的炮孔一次钻完, 分次爆破。先采矿房, 后采矿柱。矿房根据补偿空间和生产实际情况, 分2~3次崩完。采完矿房后接着回采矿柱。间、顶柱和上阶段的底柱同时爆破。采用雷管数段控制, 先崩间柱后崩顶柱, 最后上中段底柱的顺序起爆。放顶利用深孔崩落矿柱进行大面积放顶, 充填采空区, 控制地压。

5. 主要技术经济指标

大吉山钨矿主要技术经济指标见表2-6-67。

大吉山钨矿主要技术经济指标

表 2-6-67

指标名称	指标	备注
潜孔钻机台班效率(t)	90~180	使用BA-100型钻孔
(m)	6~12	同上
贫化率(%)	70~80	
掌子面工班效率(t)	25~60	
每班自溜放矿能力(t)	100~150	
自溜放矿工班效率(t)	17~25	
装岩机台班装矿效率(t)	70~120	
装岩机装矿工班效率(t)	20~30	
大块产出率(%)	13~15	
每米炮孔崩矿量(t)	12~20	
一次炸药消耗量(kg/t)	0.25~0.35	
二次炸药消耗量(kg/t)	0.13	
单位雷管消耗量(个/t)	0.234~0.238	一次0.002~0.006, 二次0.232个/t

6.8 矿柱回采和采空区处理

6.8.1 概 述

空场法(包括留矿法)一般在矿块四周留有顶、底、间柱(除极薄矿脉和部分薄矿脉

外)。对缓倾斜和倾斜矿体的采场，还留有一定数量的场内矿柱。其中全面法和房柱法所留矿柱比例，一般为5~10%，甚至高达30%。厚大矿体为50%左右。这部分矿柱不回采，会引起大量的损失，同时影响矿山的安全。

空场法（包括留矿法）的采空区必须适时处理，否则采空区大面积产生，就会引起大规模的岩移事故。因此对空场法矿山的矿柱回采和采空区处理是一项重要的工作。

6.8.2 矿柱回采

本节主要论述在空场条件下的矿柱回采，采用矿房充填后的矿柱回采详见本篇第八章有关内容。

6.8.2.1 要求和顺序

- (1) 矿柱回采是矿块回采的一个组成部分，要求与矿房一并考虑采准、切割工程，并按矿量比例编制出采掘计划；
- (2) 根据地表是否允许塌落，确定回采矿柱的方法；
- (3) 分段出矿时，分段回采结束后即可进行矿柱回采，而阶段出矿时，一般待阶段回采结束后才能进行矿柱回采；
- (4) 矿柱回采应不影响或破坏矿石运输线路和通风线路等。

6.8.2.2 顶、底柱的回采

一般情况下，在充满崩落矿石的已采矿房内、顶、底、间柱可同时或分次进行回采，在未充填的已采矿房内，顶、底、间柱一般是同时进行回采，在缓倾斜的矿房内一般先采间柱，后采顶、底柱。

顶、底柱一般是一并进行回采，即上阶段的底柱和本阶段对应的顶柱，在同时间内进行回采，其回采方式有如下二种：

(1) 上阶段的底柱和本阶段的顶柱，一并纳入矿房回采或同时回采。纳入矿房回采一般用于缓倾斜采场和逆倾斜回采的倾斜采场；同时回采用于急倾斜中厚（或厚）矿体的充满崩落矿石或放空矿石的采场内。

(2) 上阶段底柱，利用上阶段运输平巷进行回采；而本阶段的顶柱，利用矿房进行回采。

先利用沿脉平巷回采底柱，向上、下盘扩大成拉底层，然后采用浅孔压顶或挑顶回采；或用中深孔钻凿，采透上部采场的拉底层，并采用后退式回采矿柱。对急倾斜矿体的底柱一般全部回采；对缓倾斜矿体的底柱可全部或间隔回采。如间隔回采时，间隔的分段长度为8~10m，或两个漏斗颈之间的距离。采下的矿石用装岩机（或装运机）从平巷中运出。

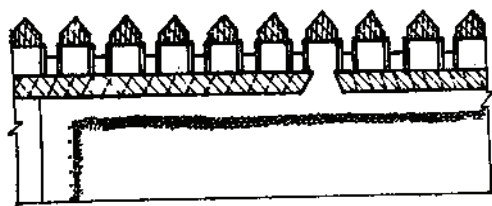


图 2-6-50 矿房充满崩落矿石下的顶柱回采

底柱回采后，开始本阶段顶柱的回采。对于缓倾斜矿体，充满崩落矿石矿房的急倾斜薄矿体和急倾斜中厚、厚矿体可直接在空场内钻凿浅孔或中深孔。

例如急倾斜薄矿脉采用留矿法矿山的空场内回采顶柱的方法有：

- (1) 在充满崩落矿石的矿房内进行顶

柱的回采, 见图2-6-50。

矿房在大量放矿前, 为贯通上阶段沿脉平巷, 在顶柱中选择一、二处掘进小井。然后在崩落矿石上对顶柱钻凿浅孔或中深孔。放炮后矿房和矿柱的崩落矿石一起放出。并视放矿过程中围岩的片落程度来确定贫化、损失的大小, 一般只回收50~60%的矿石。

(2) 在放空矿石的矿房内进行顶柱回采, 如图2-6-51及2-6-52所示。回采顶柱时, 由于矿脉厚度较薄, 直接在顶柱下架设工作台, 用压顶或挑顶来回采。

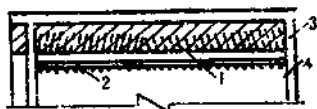


图 2-6-51 横撑支柱回采顶柱

1—炮孔; 2—工作台; 3—天井; 4—采空区

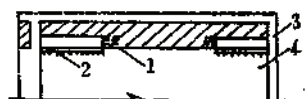


图 2-6-52 上向水平梯段回采顶柱

1—炮孔; 2—工作台; 3—天井; 4—采空区

采用急倾斜阶段矿房法、分段空场法和深孔留矿法的采场, 顶、底柱的回采方法有:

(1) 顶、底同时回采, 即大量崩矿法; (2) 顶、底柱分别回采即分段崩矿法和分层崩矿法。

急倾斜矿体顶、底柱回采一般多采用中深孔和深孔崩矿。

回采顶柱时, 可用上向垂直中深孔和水平扇形深孔。一般在凿岩天井、凿岩平巷或凿岩硐室内钻凿炮孔。

回采底柱, 一般在原有的运输平巷和电耙道中钻凿上向扇形和上向平行中深孔。利用漏斗和运输巷作补偿空间。

6.8.2.3 间柱回采

(1) 矿块的一侧留不设天井(或上山)的间柱, 一般出现在薄矿体的采场内。间柱宽度一般为1.5~2.0m。

缓倾斜采场内, 一般待沿走向推进至矿块边界时, 一并把间柱回采了。而急倾斜薄矿脉采场内, 为了不使采空区过早陷落, 一般对间柱不予回采。

(2) 矿块的一侧有采准天井(或切割上山)和联络道的间柱。

缓倾斜矿体的采场间柱, 一般利用切割上山, 在倾角较缓的地段, 钻凿浅孔; 在倾角较陡的地段, 钻凿中深孔来回采间柱。

根据采场的具体条件, 有如下的回采方式:

回采半边, 留下半边;

回采上(或下)半部, 留下下(或上)半部;

间隔回采, 留下间隔矿柱;

全部回采。一般把全斜长方成3~4个分段; 分段间采用自上而下逐次回采, 而分段内采用自下而上的回采。

急倾斜薄矿脉一般利用间柱中的天井和联络道, 钻凿中深孔, 待矿房中的崩落矿石放空后, 与顶、底柱一起爆破和放矿。

急倾斜中厚(或厚)矿体的间柱回采, 根据空场内的条件和顶、底柱的回采顺序来选

择回采方式。一般回采方式有：大量崩矿法、分段崩矿法和分层崩矿法。

大量崩矿法适用于矿房和相邻矿房为放空矿房。一般采用顶、底柱和间柱同时爆破出矿，见图2-6-53，表2-6-68。

崩落矿石经漏斗或间柱补充漏斗自重放出。矿石损失率达50~60%。

分段崩矿法适应于：顶、底柱已用大量崩落法回采，间柱宽度大于6~7m。

分段崩矿法，回采率比大量崩矿法高。见图2-6-54，表2-6-69。

分层崩落法一般用于矿石稳固性较差，品位较高或价值较大的矿石。见表2-6-70。

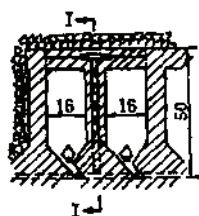


图 2-6-53 用深孔大量崩矿回采矿柱

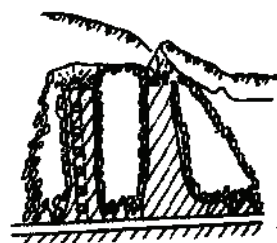
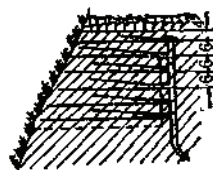


图 2-6-54 分段崩矿法回采矿柱

大量崩矿法回采矿柱技术经济指标

表 2-6-68

矿柱名称	矿柱厚度 (m)	最小抵抗 线 (m)	每米孔崩 矿量 (t)	炸药 (kg/t)	雷管 (个/t)	导火线 (m/t)	工班效率 (t)		凿岩机效率	
							凿岩工	放矿工	型 号	台班效率 (t)
阶段间柱		2~2.5	16	0.142	0.029	0.024			01-45,01-38	126.5
阶段间柱		1.5~2	19.4	0.103	0.047	—	110.97		01-45,01-38	163.2
阶段间柱		2~3	12.26	0.12	—	—	51.6	15.3	01-45,01-38	74.2
顶柱	5	1.5~2.3	9.37	0.3	0.123	—	59		01-45,01-38	59
顶柱	4.5	1.5~2.3	10.4	0.214	0.125	—	70	12.38	01-45,01-38	70
底柱		—	16.4	0.156	0.090	—	—		01-45,01-38	111.52
底柱		2~3.5	12.54	0.152	0.064	—	90.85		01-45,01-38	101.6
房间矿柱		1.5~2.5	17.07	0.116	0.042	—	139.5		01-45,01-38	139.5
房间矿柱		—	12.6	0.157	—	0.113	97.3		01-45,01-38	97.3
房间矿柱		—	13.8	0.164	0.056	—	112		01-45,01-38	112.0

分段崩矿法回采矿柱的技术经济指标

表 2-6-69

指 标 名 称		指 标
工作面生产能力 (m³/d)		23~37
工作面工班效率 (m³)		1.4~1.6
损失率 (%)		25~30
贫化率 (%)		7~9
主要材料消耗	炸药 (kg/m³)	0.512
	雷管 (个/m³)	0.83
	导火线 (m/m³)	1.46
	合金片 (g/m³)	0.0016
	钎钢 (kg/m³)	0.115
	坑木 (m³/m³)	0.061

分层崩矿法回采矿柱技术经济指标

表 2-6-70

指 标 名 称		指 标	
		顶 底 柱	间 柱
工作面平均生产能力 (m^3/d)		28~37	20~22
工作面工班效率 (m^3)		1.6~2.1	1.7
损失率 (%)		13.16	9.4
贫化率 (%)		12.6	
主 要 材 料 消 耗	炸药 (kg/m^3)	0.62	0.931
	雷管 (个/ m^3)	1.33	0.9
	导火钱 (m/m^3)	2.44	1.63
	合金片 (g/m^3)	0.0022	
	钎钢 (kg/m^3)	0.13	
	坑木 (m^3/m^3)	0.052	0.087

6.8.2.4 采场内矿柱的回采

采场内所留矿柱,主要用于支护顶板岩石。从安全要求,一般作为永久性损失。但个别品位较高的矿柱亦可回采;回采前,事先需要在所回收矿柱的周围加砌石垛后,方可进行回采。

场内矿柱的留存或爆破与采空区的处理方法有关。采用充填处理采空区,场内矿柱可以留存;而采用崩落处理采空区,则可根据地压的要求爆破部分或全部矿柱,以利顶板岩石崩落。如洛林铁矿其场内矿柱,随回采而崩落。

6.8.3 采空区处理

采空区处理是空场法开采的一个重要环节。

影响采空区处理方法的因素有:空场的大小、形态,矿岩特性,充填物料的来源和质量,矿柱的合理回收情况,建筑物、构筑物能否拆迁,河流能否改道、池塘能否填平,山崩、滑坡、泥石流对矿区的影响等。

6.8.3.1 空场(隔离)法处理采空区

1. 特点

回采工作结束后,采场空间内不作专门处理,利用已有的矿柱支承顶板岩石,以较长时间维护采空区的存在。为了安全生产,在有关地点砌筑封闭隔墙,使其隔绝采空区。并利用通往地面的天井放出气流,一旦围岩冒落产生对生产区的冲击力。

2. 适用条件

- (1) 分散、孤立、不连续的小矿体和盲矿体,以及矿体的边缘部分;
- (2) 顶板极稳固、规模稍大的矿体;
- (3) 回采速度很快,矿柱比例小于8~12%的薄矿体。使用矿山有西华山、下垅钨矿等。

6.8.3.2 自然崩落顶板处理采空区

1. 特点

有些层状矿体和稳固性较差的顶板岩石,即使矿柱比例很大,采场回采结束后,顶板岩石也会随之变形和崩落。因此,利用这一特点,可及时找出顶板崩落步距(即一定的暴

露面积)。待矿房结束后,就封闭采空区。使顶板围岩在采场内逐次自行离层崩落,逐步充填采空区。

2. 适用条件

- (1) 地表允许崩落的矿山;
- (2) 一般适合于层状的水成矿体或层理发育的顶板围岩;
- (3) 在一定的崩落步距和一定的暴露面积下,顶板岩石有离层的可能性;
- (4) 矿柱比例小于3~15%。

使用矿山有莱江大罗坝铁矿、荆钟磷矿等。

6.8.3.3 充填物料处理采空区

有关充填工艺详见第八章。

1. 特点

这一方法的实质是采用充填物料来充填采空区。

根据充填工艺和充填物料的不同,目前常用的充填方法有:

- (1) 湿式充填,包括有:

尾砂充填:使用矿山有牟定铜矿、车江铜矿等。

尾砂充填必须封闭采空区,其封闭构筑物的强度应能承受充填体的压力。

(2) 干式充填,使用矿山有盘古山、铁山垅钨矿等。用废石充填来处理采空区的主要技术经济指标见表2-6-71。

废石充填技术经济指标

表 2-6-71

指标名词	盘古山矿	铁山垅矿	丽阳地矿	小龙矿	大龙矿
充填处理空区容积(m^3)	28.4万	32.86万	5.78万	6.83万	5.46万
充填总量(m^3)	20.03万	17.44万	4.05万	4.46万	3.25万
空区充填率(%)	71	44.8	70	65	59.5
充填工班效率(m^3)		2.9	6		
充填成本(元/ m^3)	4~5	2.7		2.6	7.23
空区处理单位成本(元/ m^3)	5~6	1.23		6.06	

2. 适用条件

- (1) 地表以及地下含水层不允许陷落的矿山;
- (2) 地表积存有大量尾砂或堆存尾砂有困难的矿山;
- (3) 较密集或埋藏较深的矿脉,其采空区容易产生较大规模岩移和跨塌的矿山。
- (4) 一般品位较高的矿石。

该法充填成本高,工程量大,工艺流程复杂,效率相对较低。但处理采空区效果好。随着工艺过程的改进,也在逐步扩大其使用范围。

6.8.3.4 崩落围岩处理采空区

1. 特点和方法

对于围岩较稳固和顶板尚未掌握冒落规律的采场,采用中深孔、深孔或药室爆破,崩落大量的围岩来充填采空区,从而消减空场岩移,保证下部回采工作的安全。

采用深孔崩落围岩有全部充填采空区或部分充填采空区,也有转放上部采场的充填料

作本采场的岩石垫层。

一般可采用 YQ-100 型钻机钻凿水平、垂直扇形孔，水平、垂直平行深孔，集中爆破，见图 2-6-55。

具体崩落围岩处理空区的方法如下：

(1) 对埋藏浅或出露地表的急倾斜采场，在矿柱回采时，尽量利用上部较软岩石来充填空区；

(2) 对开采深部的急倾斜采场，一般采用强制崩落上部岩石或利用上阶段的覆盖层。覆盖层的厚度，一般不应小于 20m（或空区总体积的 30%）。

(3) 对中厚的缓倾斜矿体，在用中深孔、深孔或药室爆破顶板岩石之前，先崩掉采场内的矿柱。

(4) 对沿走向很长的缓倾斜采空场，依次崩落顶板岩石，部分充填采空区。其余部分随自行崩落来充填空区。

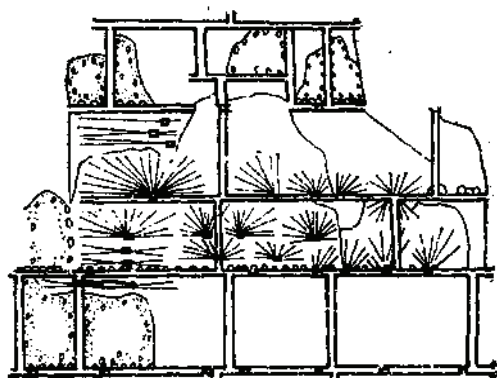


图 2-6-55 深孔崩落夹墙处遇空区示意图

2. 适用条件

- (1) 地表允许崩落的矿山。
- (2) 顶板稳固。
- (3) 任何倾角、厚度、深度的矿体。

6.8.3.5 联合处理采空区

1. 特点

回采后所留下的采场空间，采用某一种方法难于达到处理的效果时，则采用两种或两种以上的方法来达到处理采空区的目的。

例如采用强制崩落围岩充填采空区时，往往崩下的岩量不能补偿采矿所造成的空间。随着开采阶段的下降，空间增大到足以导致上部岩石大面积错动和崩落。可在适宜的一、二个阶段内不回收矿柱，不破坏围岩，并对采空区进行充填，作为下部开采的保护层。

2. 适用条件

- (1) 地表允许崩落。
- (2) 开采埋藏较深的矿体。

第七章 崩落采矿法

责任编辑单位 马鞍山钢铁设计研究院

参加编写单位 昆明有色冶金设计研究院

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

北京有色冶金设计研究总院

长沙黑色冶金矿山设计研究院

编写人 张化远 余南中 田立安 钟祖文 王振久 龚航虚

7.1 概 述

崩落采矿法的特点是随着矿石的采出，有计划地强制或自然崩落矿体顶盘围岩来充填采空区，以控制和管理地压。故在回采过程中，不需划分矿房矿柱，而是以矿块为单元，按一定的回采顺序，进行连续回采。

我国从五十年代开始就已广泛应用崩落采矿法，而且发展很快。六十年代，在有色和黑色金属及化工矿山推广应用了有底柱分段崩落法和阶段崩落法。1964年在向山硫铁矿首次应用了有轨运出矿的无底柱分段崩落法，1965年在大庙铁矿试验应用了无轨运出矿的无底柱分段崩落法典型方案，并很快在一些金属、非金属矿山中得到了推广，1975年又成功地应用了高边壁无底柱分段崩落法。八十年代以后，在冶金矿山开始设计和试验阶段自然崩落法和分段留矿阶段放矿崩落法。

崩落采矿法已由初期采用浅孔凿岩，电耙出矿发展到多机中深孔、深孔凿岩，铲运机出矿等无轨自行设备进行生产。

阶段和分段崩落法是一种技术先进，生产安全，经济效益较好的高效率采矿方法。近几十年来，随着采矿技术和无轨自行设备的不断发展，又出现了许多新的方案，该采矿法已经成为我国地下矿山主要的采矿方法之一。与此同时，放矿理论的研究也达到了先进水平。我国地下矿山崩落采矿方法比重1984年铁矿山达到75%，有色矿山为41%，而化工矿山约40%左右。

在国外，也广泛应用分段和阶段崩落采矿法。如苏联一些矿山以深孔挤压爆破为主，多数采用振动放矿机出矿。西方国家则以中深孔、深孔爆破为主，采用液压凿岩台车或潜孔钻机，铲运机等无轨自行设备，辅助作业也实现机械化。瑞典地下矿山崩落法比重最高达85~90%，美国和苏联约占50%多。

我国和部分国家地下矿山崩落采矿法比重详见第四章。

目前，崩落采矿法正在向高阶段，大直径深孔凿岩，分段或阶段放矿，连续开采方向发展。采矿设备趋于无轨化，大型化，液压化。

7.1.1 崩落采矿法分类

本法种类较多,根据矿块在回采过程中的空区处理方法和回采工作面垂直高度的不同可分为单层崩落法和大量崩落法,前者又分为壁式崩落和分层崩落,后者分为分段崩落和阶段崩落,其详细分组参见第四章。

我国矿山实际应用崩落采矿法情况,参见表2-7-1。

我国矿山应用的主要崩落采矿法

表 2-7-1

序号	采矿方法	应 用 的 矿 山
1	壁式崩落法	庞家堡铁矿、湘东铁矿、焦作粘土矿、上刘庄粘土矿、王村铝土矿、山东铝厂王村矿、明水铝土矿、西张庄粘土矿、复洲湾粘土矿、田师傅粘土矿、遵义锰矿团溪坑、江安硫铁矿、柏山硫铁矿、青阳硫铁矿
2	分层崩落法	苏州瓷土公司阳东矿和阳西矿、会泽铅锌矿、武山铜矿、云锡老厂、马拉格矿
3	无底柱分段崩落法	镜铁山铁矿、梅山铁矿、大庙铁矿、符山铁矿、玉泉岭铁矿、尚山硫铁矿、弓长岭铁矿、板石沟铁矿、程潮铁矿、金河磷矿、开阳磷矿、云台山硫铁矿、冶山铁矿、桃冲铁矿、大冶铁矿尖林山车间、玉石洼铁矿、大厂铁矿、丰山铜矿
4	有底柱分段崩落法	易门铜矿、篦子沟铜矿、胡家峪铜矿、荡坪铜矿、青城子铅锌矿、铜官山铜矿松树山区、锦屏磷矿、金河磷矿、大姚铜矿一坑、基村铁矿寺山矿体
5	高墙无底柱分段崩落法	寿王坟铜矿2号矿体、涇沟铁矿东矿、镜铁山铁矿
6	阶段强制崩落法	狮子山铜矿、小寺沟铜矿、桃林铅锌矿、会理镍矿、锦屏磷矿西山坑、观音山铁矿、荡坪铜矿宝山坑
7	分段留矿崩落法	凤凰山铁矿、张家洼铁矿
8	阶段(矿块)自然崩落法	铜矿峪铜矿、金山店铁矿、程潮铁矿、镜铁山铁矿(均为设计和试验阶段)

7.1.2 崩落采矿法适用条件

- (1) 地表允许崩落,矿体上部无较大水体和流砂;
- (2) 一般为中等价值以下的矿石,品位不高,并允许一定的损失和贫化;
- (3) 矿石不会结块自燃的中厚和厚矿体。

对矿体赋存条件、矿岩物理力学性质具有广泛的适用范围,尤其对上盘围岩能成大块自然冒落和矿体中等稳固的矿床最为理想。

7.2 壁式崩落法

7.2.1 适用条件及优缺点

7.2.1.1 适用条件

- (1) 矿体厚度一般为0.8~4.0m;
- (2) 矿体倾角一般在25°~30°以下;
- (3) 顶板岩石不稳固;

(4) 矿石稳固程度不限;

(5) 矿体产状比较规整;

(6) 地表允许崩落。

实践表明,壁式崩落法是开采顶板不稳固的缓倾斜薄矿体的一种行之有效的方法。在国外,由于提高了机械化水平,如采用连续采矿运输设备,采场支护设备等,获得了较好的技术经济指标。我国采用壁式崩落法矿山开采技术条件简况见表2-7-2。

壁式崩落法矿山开采技术条件

表 2-7-2

矿 山	矿体厚度 (m)	矿体倾角 (°)	顶 板	矿 石	底 板
明水铝土矿浅井矿区	0.8~2.68	5~10	铁质泥岩,中等稳固 $f=3\sim4$	硬质粘土,较稳固 $f=3\sim5$	粘土页岩,不稳固 $f=3\sim4$
王白庄矿区	0.8~4.5	8~10	上层矿顶板为砂岩 $f=8\sim10$	硬质粘土,较稳定 $f=3\sim5$	下层矿底板为页岩和 砂质页岩, $f=6\sim8$
王村铝土矿东宝山矿区	1~5.6 平均2.4	10~16	粘土岩、铝土岩、较 稳固, $f=3\sim6$	硬质粘土、层状, $f=3\sim5$	砂岩、稳固, $f=5$
小口山矿区	2~4平均 2.5	10~20	铝土岩,铝土矿, $f=3\sim6$	硬质粘土, $f=3\sim5$	砂岩,稳固, $f=5\sim8$
焦作大洼粘土矿	1.7~2.1	5~15	斑杂色粘土,不稳 $f=1\sim2$	软质粘土, $f=1\sim2$	铁质粘土,不稳, $f=2\sim3$
庞家堡铁矿	一层1.4~3.5 二、三层 0.7~1.0	30	黑色页岩,不稳, $f=4\sim6$	赤铁矿,稳固, $f=10\sim18$	小白石英岩,稳定 $f=12\sim18$
遵义团溪锰矿	0.5~1.8	10~15	硅质粘土页岩及煤 层,很不稳固, $f=2\sim3$	碳酸盐锰矿石,中等 稳固, $f=7$	粘土页岩,铺石层, $f=10\sim12$
山东铝厂王村矿	1~1.7 平均1.44	13	铝土岩,不稳 $f=4\sim5$	铝土矿,致密, $f=5\sim12$	铝土岩, $f=2\sim7$
上刘庄粘土矿	3~5	8~15	泥质石灰岩及粘土层, $f=2\sim4$	软质粘土, $f=1\sim2$ 半软质粘土, $f=4\sim5$	砂质页岩,铁质粘土 及砂岩, $f=5$
二滩粘土矿	0.7~4.5	30	粘土岩,不稳, $f=8$	高铝粘土, $f=12$	粘土岩,稳定, $f=10$
西张庄粘土矿	0~8	5~20	铁质岩,粘土, $f=2$	硬质粘土, $f=4\sim6$	铁质粘土, $f=4$
复洲湾粘土矿	0.5~2.9	12~14	页岩, $f=4\sim5$	软质粘土, $f=3$	石灰岩, $f=6$
田师傅粘土矿西北沟区	1.5~2.95	25~28	砂页岩,中稳, $f=3\sim4$	硬质粘土, $f=4$	杂色页岩,砂岩, $f=3\sim6$
博山铝土矿	1.0~6.74	18~26	泥岩,不稳, $f=5\sim6$	铝土矿, $f=4\sim5$	泥岩,不稳, $f=4\sim5$
洪山铝土矿洪山区	1.14~9.3	5~10	页岩,辉绿岩, $f=5\sim6$	高铝和硬质粘土, $f=4\sim5$	砂岩,稳定, $f=6\sim8$

续表

矿 山	矿体厚度 (m)	矿体倾角 (°)	顶 板	矿 石	底 板
万山粘土矿	1.0~1.7	8~12	铁铝矾土, 不稳, $f=6\sim8$	硬质粘土, $f=3\sim4$	页岩, 不稳, $f=4$
湘东铁矿	1.6	0~90	绿泥石页岩和绢绿页岩, $f=2\sim5$	赤铁矿, $f=4\sim6$	同顶板, $f=6\sim8$

7.2.1.2 优点

- (1) 采准布置比较简单, 采用常规设备, 易于掌握和使用;
- (2) 在工作面可以进行手选, 将废石留在空区。

7.2.1.3 缺点

- (1) 开采强度低, 坑木消耗大;
- (2) 采用短壁法时, 设备效率和劳动生产率均很低; 采用进路回采时, 只有一个出口, 通风困难, 而且, 由于留小矿柱, 增大了矿石损失。

7.2.2 主要方案及特点

壁式崩落法的特点是矿体被阶段平巷或盘区平巷和上山等采准巷道划分成若干矿壁而进行回采的。按其矿壁尺寸及工作面形式分为长壁、短壁崩落法。

7.2.2.1 长壁(长矿块)崩落法

1. 进路长壁方案

特点是在进路中回采, 一般是沿进路前进方向打炮孔, 由于每次爆破量小, 故开采强度不高。按进路推进方向分为自上山向两侧回采进路和自分段平巷回采进路两种, 见图2-7-1。

进路宽度一般为2~2.5m; 如果顶板岩石比较稳固, 可采用宽进路回采, 其宽度可达5~7.5m, 以提高劳动生产率, 降低成本。

2. 长工作面方案

特点是工作面沿长壁布置, 回采是沿工作面横向方向打近于水平的炮孔。由于每次爆破的矿量较多, 故开采强度较高, 长工作面长壁崩落法见图2-7-2。

如果矿体倾角较大, 为了减小工作面坡度, 保证作业安全, 应将矿块划小, 在矿块中央沿倾斜掘凿切割上山, 然后采用伪倾斜工作面进行回采, 见图2-7-3。

7.2.2.2 短壁崩落法

特点是矿壁长度和宽度相近, 而且矿壁尺寸小, 一般为10×10~15×15m, 工作面长度一般不超过20m, 见图2-7-4。

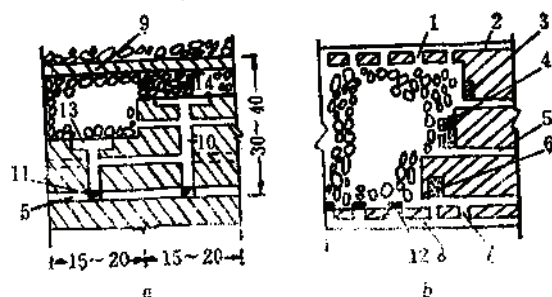


图 2-7-1 进路长壁崩落法

a—自上山向两侧回采进路, b—自分段平巷回采进路
1—安全口, 2—回风巷道, 3—主进路, 4—临时矿柱, 5—分段巷道,
6—宽进路, 7—矿溜子, 8—运输巷道, 9—顶柱, 10—上山, 11—矿
石溜井, 12—隔板, 13—回采进路, 14—工作面

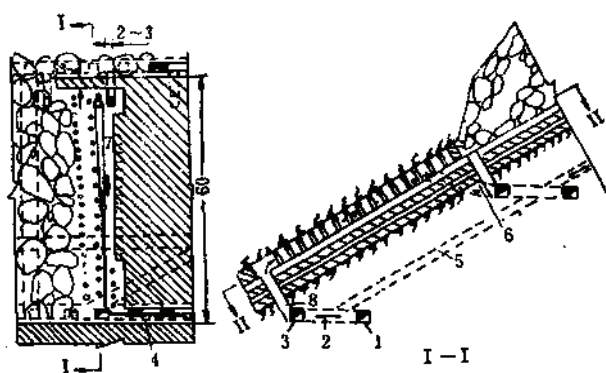


图 2-7-2 长工作面长壁崩落法

1—阶段运输平巷, 2—联络巷道, 3—装矿平巷, 4—切割平巷, 5—回风井, 6—安全口

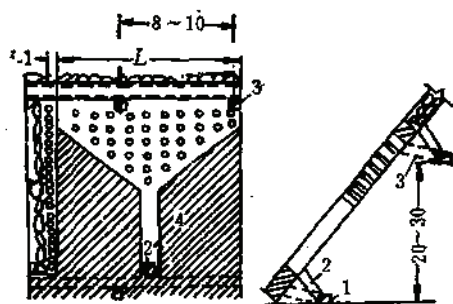


图 2-7-3 小矿块伪倾斜下向回采壁式崩落法

1—阶段运输平巷, 2—溜井, 3—安全出口, 4—切割上山;
L—矿块宽度, 视顶板稳固性确定

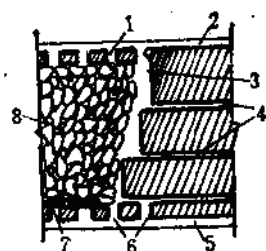


图 2-7-4 短壁崩落法

1—安全口, 2—回风巷道, 3—短壁工作面, 4—分段巷道, 5—运输巷道, 6—放矿溜井, 7—隔板, 8—崩落区

短壁崩落法和长壁崩落法的适用条件相同, 由于短壁崩落法利于顶板管理, 灵活性较大, 故适用于顶板稳固性差、顶底板起伏变化大, 以及暴露时间长会发生火灾的矿体。但采切量大, 作业条件差, 效率低等缺点使其应用受到限制, 苏联一些铝土矿采用此法。

7.2.3 矿块布置和构成要素

7.2.3.1 矿块布置

矿块一般采用沿走向布置。仅在矿体倾角小于 $5^{\circ} \sim 7^{\circ}$ 且宽度又很大时, 矿块可采用垂直走向布置。

7.2.3.2 构成要素

(1) 阶段高度一般为 $10 \sim 30\text{m}$, 与倾角和斜长及采场运搬设备等因素有关。

(2) 矿块长度一般为 $50 \sim 100\text{m}$, 粘土和铝土矿山可加大到 $150 \sim 200\text{m}$ 。矿块长度应根据地质构造断层和要求的同生产矿块数等确定。

(3) 矿块斜长主要根据工作面出矿设备合理运距确定, 采用 30kW 电耙绞车时, 不大于 $40 \sim 60\text{m}$; 采用CT-6、CKP-11刮板输送机时, 不大于 $50 \sim 150\text{m}$ 。矿山生产初期, 矿

块斜长适当小一些,以后随着技术管理水平的提高再逐步增大。

加大矿块斜长可以降低采切比,减少矿柱损失。但斜长必须由一定的工作面推进速度来保证,使工作面推进速度大于顶板压力峰值的推进速度,压力峰值区始终处在采空区内。工作面推进速度的下限值应根据矿山地压活动规律确定,王村和明水等粘(铝)土矿山经验,沿走向推进速度达到每月20~30m即可。部分矿山冒顶事故多,回采工作困难,单纯压缩斜长是一种消极办法,应不断改进完善生产工艺和劳动组织,提高推进速度。

(4) 如果矿体一翼太长,新水平准备工作量,掘进时间长,可将阶段沿走向再划分成盘区开采,每个盘区长度不大于200~300m,相邻盘区之间设置提升上下山,构成独立的采准系统。盘区仍按阶段进行开采,每个阶段划分为3~4个分段,分段斜长在50~60m之内,阶段斜长为150~180m,回采时上分段工作面超前下分段工作面50m左右。王村铝土矿经验,划分盘区开采后,可以增加同时生产的矿块数,又防止多阶段生产污风串联。

(5) 采幅高度一般为0.8~4.0m。对于粘土铝土矿石,不允许削顶破底而造成大的岩石混入,故采幅高度可控制在1.2~3.0m。

壁式崩落法构成要素参考表2-7-3选取。部分矿山的实际构成要素见表2-7-4。

壁式崩落法构成要素

表 2-7-3

构成要素	长壁崩落法(m)		短壁崩落法(m)
	进路长壁回采方案	长工作面回采方案	
阶段高度	10~30	10~30	6~15
矿块长度	30~60	50~200	10~30
矿块斜长	30~50	40~60	20~40
安全口间距	10~15	10~15	10
漏斗间距	5~6,或直接装车	5~6,或直接装车	5~6,或直接装车
矿柱尺寸			
顶柱	2~5或不留	2~5或不留	
底柱	2~4	2~4	2~4

7.2.4 采准切割

一般采用阶段式采准系统,较少采用盘区式采准系统,矿块沿走向布置。

(1) 运输平巷分脉外和脉内布置两种。下述情况一般采用脉外布置:矿体以多层产出,用1~2条平巷可将各层矿石运出;当采用脉内布置平巷时,掘进、维护困难或损失大量护矿矿柱,矿体产状不规则,变化大,采用脉内布置将使巷道弯曲严重,造成施工运输困难。脉内布置一般设单巷,并架设井字形木框支护运输平巷上帮,维护平巷半边顶板,阻挡采空区冒落的岩石漏入平巷;随着回采工作的进行,维护后的平巷作为下阶段回风和安全出口。仅在开采极厚矿体时,有时采用脉内双巷布置。

(2) 切割上山(或平巷)一般布置在矿块的一侧,作为崩矿自由面及安放电耙绞车、行人和通风的通道,并与放矿漏斗和安全道联通。原则上一个矿块布置一个上山,其宽度应保证开始回采所必须的工作空间,一般为2.0~2.4m,高度大于1.8m或等于矿体厚度。

(3) 沿运输平巷每隔5~6m掘一个漏斗,并与切割平巷相通。单一阶段生产,运输

部分矿山壁式崩落法实际构成要素

表 2-7-4

矿山名称	采矿方法	阶段高度 (m)	矿块长度 (m)	矿块斜长 (m)	漏斗间距 (m)	人行联络 道间距 (m)	矿柱 (m)		
							顶柱	底柱	间柱
明水铝土矿浅井矿区	长壁崩落法	8~14	100~300	50~60	无漏斗直接装车, 有漏斗为5	50	3.5~4	共用顶柱	—
王村铝土矿东宝山矿区	长壁崩落法	40	200~300	50~70	无漏斗	—	—	—	15
山东铝厂王村矿	长壁崩落法	10~12	50~70	55~60	15	15	3	—	—
万山粘土矿	长壁崩落法	10	双翼200 单翼400	40	无漏斗	40	3.5~4	—	—
焦作大洼粘土矿	长壁崩落法	7~12	200	24~30	无漏斗直接装车	20~40	5	—	—
庞家堡铁矿	长壁崩落法	30	50~200	50~60以下	5	10	~5	5	—
二滩粘土矿	长壁崩落法	30	50~100	50~60	5~6	5~6	3×3.6	3×3.6	1~1.5 ×2
复洲湾粘土矿	壁式崩落法	10~15	30~60	50~60	—	—	1.5	—	—
田师傅粘土矿西北沟	长壁崩落法	12~20	70~162	22~57 50~70	—	—	—	3~5	4
遵义团溪铁矿	双进路短壁崩落法	—	30~60	30~80	15°	15	—	4	—
博山铝土矿洪山区	无底柱长壁崩落法	—	400	45~55	直接装车	—	—	—	5~6
上刘庄粘土矿	长壁崩落法	12~14	50~100	30~40	10~20	同左	—	4~6	—

平巷布置在脉内, 可以采用电耙或链板运输机直接装车, 不掘放矿漏斗, 仅架设装矿木(铁)板台。

(4) 一般沿走向每隔2个漏斗即10m左右布置一条安全道, 并与上部平巷联通。

部分矿山采准切割巷道见表2-7-5。

7.2.5 回 采

7.2.5.1 回采顺序及工作面形式

总的回采顺序是下行开采, 在走向上一般是由矿体边界向主要开拓巷道推进, 以单翼或双翼进行后退式回采。上阶段或上分段的回采工作面应超前下阶段(分段)工作面50m以上。仅在矿体走向长度大, 掘进速度慢, 又急于投产的矿段, 可采用前进式回采顺序。

进路长壁崩落法工作面形式见图2-7-5, 长工作面长壁崩落法工作面形式见图2-7-6。

(1) 直线式工作面有利于顶板管理, 但各工序不能平行作业。采用风镐落矿和链板运输机、胶带机运矿的粘土矿山一般采用直线式工作面。

(2) 阶梯式工作面是将工作面沿倾斜或走向划分成两个以上的小工作面, 矿岩稳固性好, 阶梯数多。下阶梯超前上阶梯1~2倍的排距。工作面各主要作业工序可以平行作业, 设备工时利用率高, 缩短了回采工作循环时间, 劳动生产率提高30%左右。金属矿山多采用阶梯式工作面。

采准切割巷道

表 2-7-5

矿山名称采矿方法	巷道名称	位置	断面 (m ²)	施工顺序
明水铝土矿浅井矿区长壁崩落法	阶段运输平巷	半岩半矿	6.95	1
	回风平巷	脉 内	3.07	1
	切割上山	脉 内	3.07	2
	联络道	脉 内	3.07	2
王村铝土矿东宝山矿区人工底柱长壁崩落法	双轨阶段运输平巷	半岩半矿	8	1
	分段运输平巷	脉 内	6.8	2
	切割上山	脉 内	4	3
	盘区斜井(轮子坡)		6	2
	回风平巷	脉 内	4	3
庞家堡铁矿长壁崩落法	阶段运输平巷	底盘脉外	3.4×2.7	1
	阶段联络道		3.4×2.7	1
	装矿平巷	脉 外	3.9×2.7	1
	切割平巷	脉 内	2×矿厚	2
	矿块回风井	底盘脉外	2×2	2
	安全口		1.5×1.8	2
	溜 井		1.5×1.5	3
	切割上山	脉 内	2~2.4×矿厚	3

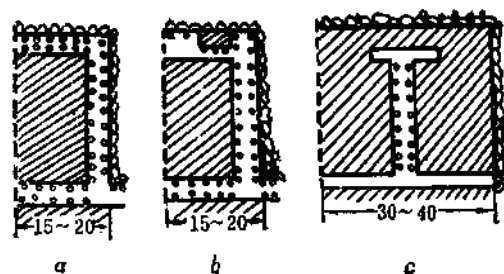


图 2-7-5 选路回采工作面形式

a—单侧进路回采；b—留矿柱的单侧进路回采；
c—双侧进路回采

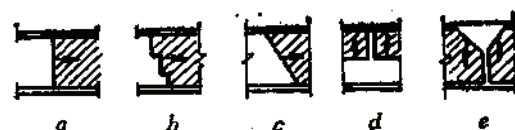


图 2-7-6 长工作面回采工作面形式

a—直线式；b—阶梯式；c—对角式；d—逆倾斜式；
e—伪倾斜对角式

(3) 伪倾斜对角式工作面是在矿体倾角 $25^{\circ}\sim 30^{\circ}$ 左右时采用的，以防止滚石伤人及砸坏设备、设施。同时，又可以增加工作面长度和工作面数。采用这种工作面形式，扩大了壁式崩落法的适用范围。

7.2.5.2 落矿

一般采用浅孔爆破，对软质粘土等硬度低的矿石可采用电钻打眼或风镐直接落矿。高铝和硬质粘土采用松动爆破、风镐协助，以提高落矿效率，降低粉矿量。炮孔深度一般为 $1.2\sim 1.8\text{m}$ ，最小抵抗线 $0.6\sim 1.0\text{m}$ ，炮孔直径 $38\sim 46\text{mm}$ ，多数采用三角形或梅花形布置。一字形或十字形硬质合金钎头，粒状硝铵或乳化油炸药，非电导爆系统起爆。凿岩爆破参数参考表2-7-6选取。

雷岩爆破参数

表 2-7-6

序号	项目名称	山						
		明水铝土矿 矿浅井矿区	王村铝土矿 东宝山矿区	庞家堡铁矿	遵义团溪 锰矿	焦作大洼 粘土矿	山东铝业 王村矿	二滩粘土矿
1	采矿方法	长壁崩落法	人工底柱长 壁崩落法	长壁崩落法	短壁崩落法	长壁崩落法	长壁崩落法	逆倾斜分条 壁式法
2	矿石硬度(f)	3~5	3~5	10~18	4~6	1~2	5~12	
3	凿岩设备	7655	7655	YT-25	YT-25	01~30, 电钻(1,2)	YT-25	7655
4	凿岩效率每台班(m)	40~50	30~50	30			53~60	30~50
5	炮孔直径(mm)	38~40	38~42	38~45	40		40	40
6	最小抵抗线(m)	0.8~1.2	1~1.2	0.6~1.0	0.6~0.8		0.7	1.2~1.4
7	最大孔深(m)	1.4	1.6	1.6~2.0	1.2~2.0		1.5	1.5~1.8
8	孔底距(m)	0.8~1.2	1~1.2	0.6~1.0			0.7	1~2
9	每次爆破的炮孔个数	30~40	20~30	20~30			30~40	
10	每米炮孔崩矿量(t/m)	4	3.5~4	3~3.5				
11	回采炸药消耗(kg/m)	0.15~0.18	0.16~0.17	0.3~0.34	0.38	0.002	0.28~0.41	0.1

7.2.5.3 工作面运搬

矿石中硬以上时,设计选用电耙运搬,一般采用30kW电耙绞车,0.2~0.3m³齿形耙斗。矿石硬度低、体重小时,如粘土矿石,设计采用箱式耙斗。一般为两个耙斗串联增加运搬量,耙斗为钢板焊制,其尺寸约1.2×0.6×0.35m。矿点固定,耙矿量少时,电耙采用单尾轮。矿堆分散,耙矿量多时,工作面采用双尾轮,优点是首尾绳分开,不压耙斗,缺点是悬挂较麻烦。

30kW电耙绞车实际耙矿效率每台班120t左右,台年效率2~6万t。

矿石硬度低,块度小时,如软质粘土矿,设计可以选用链板运输机或胶带机运搬,减少了粉矿量,又可以直接装车。壁式崩落法工作面运搬效率参考表2-7-7选取。

壁式崩落法工作面运搬效率

表 2-7-7

序号	矿山名称	运搬设备	运距(m)	效率	
				每台班(t)	台年(×10 ⁴ t)
1	明水铝土矿浅井矿区	30、28kW电耙,2个0.3m ³ 耙斗串联	平均25~30, 最大60	80~100	4.5
2	王村铝土矿东宝山矿区	30、28kW电耙,2~3个0.3m ³ 耙斗	40~70	80~120	4.5~5.5
3	庞家堡铁矿	30kW电耙,0.3m ³ 耙斗	30~50	80~120	4~6
4	遵义团溪锰矿	自制小型皮带机接力运矿	60	30~60	0.5~2
5	山东铝业王村矿	30kW电耙,0.25m ³ 耙斗,两段耙矿	40~50	80~120	4.5~5.5
6	万山粘土矿	15、30kW电耙,0.3m ³ 耙斗	40	50~80	1~4
7	焦作大洼软质粘土矿	CT-8、CKP-11链板运输机	30	30~60	1~3
8	复洲湾粘土矿(软质)	22型链板运输机	40	50~60	1~2
9	上刘庄软质粘土矿	CT-6链板运输机	20~40	40~80	2~5
10	二滩粘土矿	30、28kW电耙	50	40~80	1~4

7.2.5.4 回采作业循环

(1) 阶梯式工作面一般采用每天三落(矿)三运(搬)。优点是设备利用率高,出矿均衡,每次落矿后顶板暴露面积小。

(2) 直线式工作面可以采用一落(矿)二运(矿)、一落(矿)三运(矿)等,即三或四个班完成一个循环。各工序不能平行作业,故设备利用率不高,出矿量不均衡。由于每次落矿顶板的暴露面积和时间增加,故适用于顶板较稳固的矿体。

(3) 粘(铅)土矿山广泛采用二落(矿)二运(矿)。每昼夜二班落矿并运矿,称为采矿班;第三班放顶维护,称为整修班。每个采矿班内完成半个壁长的打眼、爆破、耙矿和支点柱等工作,打眼和耙矿平行作业,两个采矿班完成一个循环的全部采矿任务。整修班完成放顶、移漏等工作。

(4) 采用风镐落矿,连续出矿设备,或者工作面作业循环尚未正规的矿块,一般采用综合工作队。

7.2.6 放顶和地压管理

7.2.6.1 地压活动规律

根据虎家堡铁矿在倾角为 30° 顶板不稳固的一层矿中回采时,对顶板压力的试验和压力活动规律的观测,顶板压力沿长壁倾斜工作面的分布特点是最大值集中于距顶柱三分之二的地段,见图2-7-7。顶板压力在悬顶距内沿走向的分布特点是距工作面愈远压力愈大,见图2-7-8。工作面压力随悬顶时间的延长而增加。

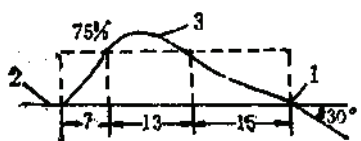


图 2-7-7 顶板压力曲线图

1—安全口处(或顶柱); 2—漏斗口处(或底柱);
3—顶柱压力曲线

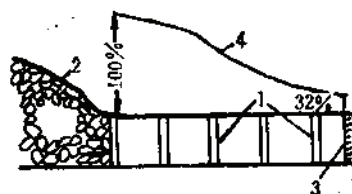


图 2-7-8 顶板压力曲线图

1—支柱(采场); 2—放顶区; 3—掌子面; 4—顶板压力曲线

煤矿采用壁式崩落法,采场压力显现规律有以下特点:初次来压和周期来压是工作面在推进过程中其上部坚硬的老顶或直接顶呈现有规律性的垮落现象。坚硬顶板的第一次垮落称为初次垮落或初次来压。随着工作面的推进,坚硬顶板有规律地周期垮落称为周期来压。坚硬顶板的初次来压和周期来压往往给生产安全带来很大危害。因此,研究顶板的初次来压和周期来压规律,预防其对采矿工作的危害,保证人员和设备安全及正常生产是一项很重要的工作。

7.2.6.2 顶板管理方法

(1) 工作面支架用来暂时维护回采工作空间。工作面支架有立柱、棚子、杆柱、锚索等。

(2) 切顶支架又称密集支柱,一般采用木柱。设计和生产中,根据顶压大小、直接顶板的硬度及支柱直径,采用单排或双排密集支柱。布设时,每隔 $3 \sim 5$ m要留宽度不小于 0.8 m的安全出口。

(3) 放顶即随着工作面推进一定距离,将其放顶区内支柱撤出,有计划地使顶板崩落充填采空区,释放能量,减轻工作面压力,保证回采工作正常进行。放顶前,壁式工作

面距顶板崩落处的宽度称为悬顶距, 初次放落顶板的宽度称为放顶距, 放顶后壁式工作面保留能正常工作的最小宽度称为控顶距, 控顶距和放顶距之和等于悬顶距。

设计多采用JH-14、JH-8型等回柱绞车撤柱, 使顶板自然冒落的机械放顶。撤柱顺序是自下而上由远而近进行, 矿体倾角小时撤柱顺序不限。

7.2.6.3 顶板管理应满足下列要求

(1) 多层矿体分层回采时, 待上层矿顶板岩石崩落并稳定后, 才能回采下部矿层, 时间约半年左右;

(2) 当上下两个阶段同时回采时, 上阶段回采工作面应超前下阶段一个工作面斜长的距离, 一般为50~60m;

(3) 放顶后, 要及时封闭落顶区, 并禁止人员入内;

(4) 放顶距的大小应根据顶板稳固情况采用类比法或试验确定。初次放顶距应大于正常放顶距的0.5~1.0倍;

(5) 工作面推进后, 按放顶距进行放顶。为了以后回采工作的进行, 需在靠近工作面处留有1~1.5m宽的人行道。

(6) 当采用小矿块下向伪倾斜回采时, 在整个矿块采完后一次放顶。放顶前, 沿相邻未采矿壁架设一排密集支柱, 以免相邻矿块回采时, 冒落岩石滚入控顶区, 见图2-7-3。

壁式崩落法顶板管理控制数据实际资料见表2-7-8。

壁式崩落法顶板管理控制实际资料

表 2-7-8

名 称		明水铝土矿 浅井矿区	王村铝土矿 东宝山矿区	焦作大洼 粘土矿 (软质)	鹿家堡 铁 矿	遵义团溪 锰 矿	山东铝厂 王 村 矿	二 滩 粘 土 矿
木 支 柱	直径 (mm)	150~200	180~200	180~200	180~220	140~180	180~200	180~200
	排距 (m)	1.2	1.2	1~1.2	1.4~1.8	0.8~1.0	1.4	1.2~1.4
	间距 (m)	0.8	1.0	1~1.4	0.7~1.0	1.6~1.8	0.7	1.0~1.2
	柱 帽	沿走向	沿走向	沿走向布置 一梁二柱	沿走向	一梁二柱	单支柱	
悬顶距 (m)		4.8	4.8	4.5	6~10	15~18	5.6	5
控顶距 (m)		3.6	3.6	1.5	2~4	2	4.2	2
放顶距 (m)		1.2	1.2	3	4~6	13~16	1.4	3
放顶回柱绞车(kW)		15	HJ-14/15	20	15		2015型	JH-14

7.2.7 矿 山 实 例

7.2.7.1 长壁崩落法在明水铝土矿浅井矿区的应用

(1) 矿床属4层粘土矿, 层位稳定, 矿石以致密硬质粘土特级品为主, 开采技术条件见表2-7-2。

(2) 采准切割布置上部三个阶段的运输平巷布置在下盘脉外, 下部四个阶段的运输平巷布置在脉内。矿山实践表明, 开采两层矿时采用脉外布置, 开采一层矿时采用脉内布置。沿矿体倾斜方向每隔50~60m掘一条半岩半矿的分段平巷, 作为运输或耙矿用。为便于装车, 要求分段平巷一侧的底板低于矿体底板1.1~1.3m, 其平巷顶打到矿体顶板。在与分段平巷平行的同一水平上, 留3~5m的矿柱, 再掘一条回风巷, 采矿方法见图2-7-9。

(3) 采用沿走向后退式回采。松动爆破或加强松动爆破, 风镐辅助作业。用7655凿岩机, 硬质合金一字形钎头。炮孔深1.5m, 每次工作面进尺1.2m, 炮孔距视矿体厚度而定, 一般为1.0~1.2m。炮

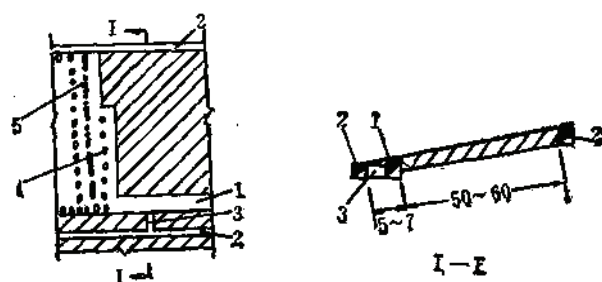


图 2-7-9 明水铝土矿浅井矿区长壁崩落法

1—脉内分段运输平巷；2—回风巷；3—联络道；4—普通支柱；5—密集支柱

孔距顶底板距离各为0.3m左右。采用2DPJ-30电耙绞车，0.3m³箱式耙斗，两个耙斗串联，间距3~5m，将矿石直接耙入矿车或漏斗中。

顶板管理：放顶为“见四回一”，密集支柱每隔3~5m留0.8m的安全口，压力大时采用二排密集一排普通木支柱。

矿山于1980年开始试验过SZI-1320型液压支架，用来代替木支柱支撑顶板。随着回采工作面的推进而自移支架，随后顶板自行切断，达到全部崩落的目的。液压支架与长壁工作面垂直布置，架与架平行排列，形成一条与工作面平行的直线，支架与回采工作面保持1.2m的工作空间。实践表明，液压支架优点是减少了支柱人员，节省大量坑木，减轻工人体力劳动强度，改善工作面作业条件，安全可靠，技术先进，不设整修班，工作面产量约提高20%，矿石回采率提高2~5%。该种液压支架适用于矿厚1.6~2.3m，倾角小于25°，顶底板平整的矿体。技术经济指标见表2-7-10。

7.2.7.2 长壁崩落法在庞家堡铁矿的应用

(1) 铁矿属宣龙式沉积赤铁矿床，由三层矿组成。地质构造较复杂，局部被断层切断，落差在3m以下的断层平均每百米有11条。开采技术条件见表2-7-2。

(2) 采准切割布置，阶段运输水平采用单轨双巷。装车巷道设在稳固性较好的小白石英岩内，可以为三层矿服务，矿石溜子又起储矿作用，巷道地压小，易维护。切割平巷布置在矿块下部边界的矿体中，沿走向推进并与漏斗贯通，作为崩矿自由面和安放电耙绞车及行人通风用。切割上山一般布置在矿块一侧，并与下部漏斗和上部安全道相通，宽为2~2.4m，高为矿层厚度。当顶板页岩比较破碎稳固性很差时，切割平巷和切割上山在采准期间留0.3~0.5m厚的护顶矿，待回采时挑落。采矿方法见图2-7-2。

(3) 回采工作面形式主要为阶梯式和直线式，其次是逆倾斜及对角式。采用轻型凿岩机打眼，同时开动2~3台。常用的炮孔排列形式见表2-7-9。

炮孔排列形式

表 2-7-9

矿体厚度 (m)	矿石硬度 (f)	抵抗线 (m)	排列形式
1.2 以下	6~10	0.6~0.7	三角形
1.5~2.0	6~10	0.6~0.7	排子形
2.5 以下	12~14, 节理不发育	0.6~0.7	排子眼加压顶眼
2~2.5	12~14, 节理不发育		梅花形
大于 2.5	节理不发育的矿层	0.6~1.0	楔形

工作面运搬采用30kW电耙绞车，0.2~0.3m³耙斗。绞车安设在切割平巷或硐室中，随着工作面推进4~6m移动一次。在正常情况下，电耙效率为每台时30t。

表 2-7-10 型式尾矿技术经济指标

表 2-7-10

序号	项 目	山										
		明水铝土矿	王村铝土矿	焦作大洼粘土矿(软质)	庞家堡铁矿	建义团溪铁矿	王村铝矿	二滩粘土矿	复洲粘土矿	博山铝土矿		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11		
1	矿块生产能力 (t/d)	160~200	160~240	60~100	143~217	75~80	100~150	118	80~170	110~160		
	矿块生产能力 (万t/a)	4.5	4.5~5.5	1.0~3.0	4~6	0.5~2.0	4.5~5.5	1~4	1~2			
2	劳动生产率											
	凿岩工 (每工班t)	60~75	52.5~100	风钻25~35	30		30~85					
	耙矿工 (每工班t)	40~50	40~80	30	30		55					
	放矿工 (每工班t)	80~100	80~120	30	35		80~120					
	工作面工 (每工班t)	4.5	5.0~5.3	4~5.5	5.8	3~3.5	5~7	3	3.4	5		
3	采切比 (m³/kt)	10~20	8	20~40	20~40	48	15~	15.8	25			
	(m³/kt)		58		110							
4	废石混入率 (%)	5	5	10			17		2	5		
5	矿石贫化率 (%)				4.6	6.75						
6	矿石损失率 (%)	10	17	17	26.4	10	17	27.4	35	25		
7	劳动量消耗每千吨 (工班)	240~265	182~200		210		257					
	其中, 采切	20~40	40		150		100					
	落矿				~30							
	出矿	220	142~160		~30		157					
8	回采材料消耗											
(1)	炸药 (kg/t)	0.15~0.18	0.16~0.17	0.00224	0.3~0.4	0.388	0.28~0.41	0.1	0.3	0.21		
(2)	火雷管8号每吨 (个)	0.4	0.3~0.36	0.08	0.4	0.7	0.48~0.8	0.7				
(3)	导火线 (m/t)	0.6	0.4~0.52		1.0~		0.68~1.12	1				
(4)	合金片 (g/t)				0.319~0.563							
(5)	钎钢 (kg/t)	0.05~0.06			0.038~0.063							
(6)	钢丝绳 (φ14~18mm) (kg/t)				0.005							
(7)	坑木 (m³/t)	0.008~0.01	0.009	0.0123	0.007~0.011	0.023	0.013~0.014	0.02	0.003	0.001		
(8)	坑木回收率 (%)	80~90	70	80	34.5	80						

放顶采用自然崩落法, 仅在开采一层矿且顶板较稳固, 或者前一次放顶不好时方可采用强制崩落法放顶。工作面支柱采用圆木, 柱顶加半圆木柱。支柱纵横均成排, 柱帽与工作面垂直布置, 支柱迎山角为 $5^{\circ}\sim 8^{\circ}$, 柱窝 $0.1\sim 0.2\text{m}$ 。放顶前, 先在放顶线加密支柱, 根据矿块地压大小选用单排或双排密集支柱切顶。撤柱采用JH-14型回柱绞车, 回柱时平均牵引速度 $8\sim 10\text{mm/s}$, 钢丝绳直径 $20\sim 30\text{mm}$ 。回柱顺序自下而上, 先远后近, 支柱回收率 $80\sim 90\%$ 。个别不能使用撤柱机的地点采用人工回收支柱。

劳动组织: 采用综合工作队, 每队 $20\sim 40$ 人。阶梯工作面每昼夜一个循环。技术经济指标见表2-7-10。

7.3 分层崩落法

7.3.1 适用条件及优缺点

7.3.1.1 适用条件

(1) 矿石稳固性不限, 以不稳固至中等稳固为宜。上盘岩石不稳固, 下盘岩石稳固性不限;

(2) 急倾斜矿体, 或倾斜、缓倾斜中厚以上矿体;

(3) 矿石品位高价值大, 或对贫化损失要求较严;

(4) 矿石松软有粘结性, 难以使用其它的方法;

(5) 不宜使用充填法或不易建立充填系统的矿山;

(6) 地表允许崩落。

7.3.1.2 优点

(1) 布置方式及回采工艺灵活, 对形态复杂的矿体适应性强, 作业简单, 易于掌握;

(2) 回采率高, 贫化率低;

(3) 矿石可以分采。

7.3.1.3 缺点

(1) 工作面较难实现机械化作业, 劳动强度大, 生产效率低, 矿块生产能力小;

(2) 采场支护及造顶材料消耗大;

(3) 工作面通风条件差; 当矿石有自燃发火性时, 可能会引起火灾。

我国采用分层崩落法矿山开采技术条件见表2-7-11。

7.3.2 主要方案及特点

(1) 进路回采方案的特点是分层回采工作在断面较小的进路中进行, 进路一般是随掘随支, 铺底放顶均以进路为单元进行。国内矿山采用这种方案较多。

(2) 长工作面回采方案的特点是用近似水平的壁式工作面进行分层的回采工作。

两种方案的布置形式见图2-7-10。

7.3.3 矿块布置和构成要素

7.3.3.1 矿块布置

矿体厚度小于 8m , 且倾角大时, 矿块沿走向布置。各个分层在矿体全厚上用分层

分层崩落法矿山开采技术条件

表 2-7-11

序号	矿山名称	主矿体赋存要素		矿 岩 性 质		
		厚度 (m)	倾角 (°)	上 盘	下 盘	矿 石
1.	会泽铅锌矿 矿山厂	水平厚度20~30, 平均8	20~35	白云岩、灰岩、不稳固, $f=6\sim8$, 允许暴露面积小于 50m^2	白云岩、灰岩、中等稳固, $f=6\sim8$	品位高, 土状矿为主, 不稳固, $f=1\sim3$, 允许暴露面积小于 5m^2
2.	云锡老厂锡 矿胜利坑	1~20	60~80及 5~20	大理岩, 不稳固至中等稳固	大理岩, 中等稳固, $f=7\sim8$	土状矿, 不稳固, $f=2\sim3$
3.	云锡马拉格 锡矿	1~20m 一般 不小于2~5m	40~85	大理岩, 不稳固, $f=7\sim8$	大理岩中等稳固, $f=7\sim8$	土状矿, 不稳固, $f=2\sim3$
4.	江西武山铜 矿	平均10~14左 右	60~70	风化花岗闪长斑岩并高岭土化, 极不稳固	含砾石英砂岩及石英闪长斑岩, 中等稳固	含铜黄铁矿及少量含铜高岭土、松散破碎, 不稳固含铜品位高, 含硫23.7%
5.	滇西云龙锡 矿	1~14, 平均 4.75	60~70	碎裂混合花岗岩, 极不稳固, $f=1\sim3$	碎裂混合花岗岩, 不稳固至极不稳固, $f=1\sim3$	碎裂混合花岗岩含矿不稳固至极不稳固, 局部含硫较高, $f=1\sim3$
6.	苏州瓷土公 司阳西矿	1~41, 一般 6~20	20~40~60	砂页岩夹黄泥, 不稳固	劣质高岭土, 大理岩, 中等稳固, $f=5\sim6$	高岭土极不稳固, $f=1\sim3$
7.	苏州瓷土公 司阳东矿	40~60, 但当 中有一条石英斑 岩穿插, 把矿体 分为两半	70~80	随倾角囊状矿体, 周边为大理岩, 中等稳固, $f=5\sim6$, 顶部为砂页岩, 不稳固	同 左	高岭土, 极不稳固, $f=1\sim3$

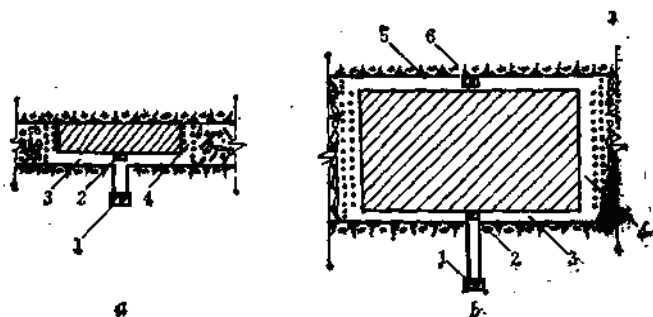


图 2-7-10 分层崩落法回采方案

a—进路回采方案; b—长工作面回采方案

1—人行材料通风天井; 2—矿石溜井; 3—分层平巷; 4—回采进路; 5—通风平巷; 6—通风天井

平巷进行回采。单翼回采时, 矿块长度一般为 20~30m; 双翼回采时, 矿块长度一般为 40~60m。

矿体厚度在 8~30m 之间时, 矿块沿走向布置。回采进路垂直走向, 矿块长度同上。

矿体厚度大于 30m 时, 矿块垂直走向布置, 回采进路沿走向布置, 矿块长度等于矿体

厚度。

采用无轨设备运矿时，矿块尺寸应与设备有效运距相适应。

7.3.3.2 构成要素

(1) 阶段高度视矿岩稳固性及矿体变化程度而异。一般当采用脉内采准时，不宜大于30~40m；当采用脉外采准时，可达30~50m；对倾斜或缓倾斜矿体，不宜大于20~30m。

(2) 分层高度与矿石稳固性及落矿方式有关，波动于2~4m之间，一般以2.5~3.5m为宜。

(3) 进路宽度一般1.8~2.7m，当使用无轨自行设备时，取决于设备运行所需的宽度。

7.3.4 采准切割

(1) 脉内布置时阶段运输平巷及采准天井均设于脉内，此时，采准工程量小，但对通风不利，脉内巷道维护也较困难，一般只在矿体较薄，长度不大，可布矿块数少时才考虑采用。

(2) 脉外布置时阶段运输平巷及采准天井均在脉外岩石中，矿块放矿溜井一般在脉内靠下盘处或在下盘岩石中，此种形式使用最多。

(3) 当矿体厚度很大采用脉内外联合布置时，除设置脉外运输平巷及采准天井外，还要加设脉内运输平巷、天井、放矿溜井等。

(4) 按矿块是否设储矿巷道又分为不设储矿巷道形式和设储矿巷道两种形式。设储矿巷道形式是将几个分层划为一个分段，在分段水平提前开掘一条分层平巷作为储矿巷道，矿石在储矿平巷中用电耙耙运。这一形式利于提高矿块生产能力，但采切工程量较大，当矿石不稳固时，脉内矿石溜子及储矿平巷等维护较困难。见图2-7-11。

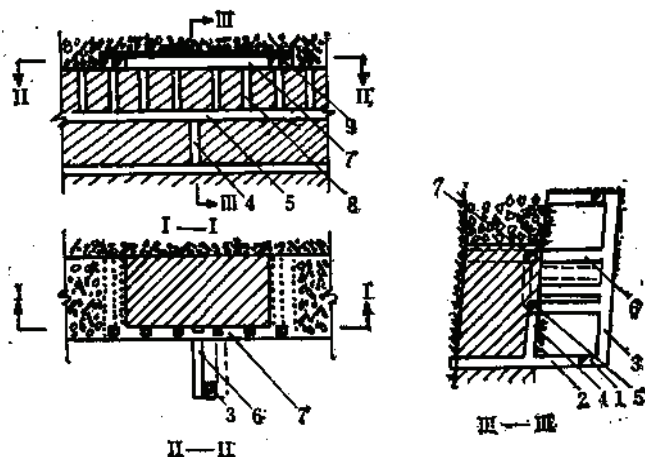


图 2-7-11 设储矿巷道的分层崩落法

1—阶段运输平巷，2—阶段穿脉巷道，3—矿块天井，4—矿石溜井，5—分段储矿平巷，6—联络道，7—分层平巷，8—小溜井，9—回采进路

国内部分矿山矿块构成要素及采准布置形式见表2-7-12。

部分矿山矿块构成要素、采准布置、回采方式及主要回采设备

表 2-7-12

序号	矿山名称	构成要素 (m)					采准布置	回采方式	落矿设备	出矿设备
		阶段高	矿块长	矿块宽	分层高	储矿分段高				
1	会泽铅锌矿 厂	30	25	等于矿体厚	3		矿块沿走向布置, 脉外斜上山及脉外运输平巷采准	进路回采	YT-25 凿岩机	人工及7.5kW电耙(分层平巷)及14~28kW电耙(斜上山)
2	云锡老厂胜利坑	25	等于矿厚 (20~30m)	12.5	2.2~3.0		矿块垂直走向布置为主, 薄矿体沿走向布置, 脉外采准	进路回采	YT-25 凿岩机 YT-30	人工及7.5~14kW电耙
3	云锡马拉格锡矿	30	40~60	等于矿厚	2.5	15	脉外采准, 设分段储矿平巷	进路回采	YT-25 凿岩机 YT-30	人工及7.5~14kW电耙
4	江西武山铜矿	40	60	等于矿厚	2.7		矿块沿走向布置, 脉外采准	进路回采	YT-25或YT-30凿岩机	ZYQ-12无轨自行风动装载机
5	滇西云龙锡矿	30~40	25~30	等于矿厚	2~2.5		矿块沿走向布置, 脉外采准	进路回采	手工钢钎及YT-25凿岩机	人工及7.5~13kW电耙
6	苏州瓷土公司阳西矿	33	30~50	等于矿厚	3~3.5		矿块沿走向布置, 脉内外联合采准	进路回采	D3-11风镐	人工手推车出矿, 采场斜箕斗放矿
7	苏州瓷土公司阳东矿	35	40	约等于矿厚之半 (20~30)	3~3.5		矿块沿走向布置, 脉外采准为主, 部分脉内外联合采准	进路回采	D3-11风镐	人工手推车出矿, 采场直箕斗放矿
8	广东阳春硫铁矿	50	50	等于矿厚	2.5		脉外采准	进路回采	7655凿岩机	人工矿车

7.3.5 回 采

7.3.5.1 落矿

一般采用浅眼落矿, 仅在矿石松软时, 可用风镐或手镐落矿。为避免爆破破坏假顶, 炮眼深度一般不大于1.5~1.8m。浅眼落矿凿岩机台班效率一般为20~40t。

7.3.5.2 矿石运搬

工作面矿石运搬, 应用最广泛的是电耙, 常用的电耙绞车为7.5~14kW, 在主要分段储矿平巷、缓倾斜矿体的出矿天井中, 可用28~30kW电耙。亦可采用小型铲运机或气动装运机以提高出矿能力。

采下的矿石需分装分运, 或矿石粘结性很大时, 也可采用小型简易箕斗(0.3~0.6m³) 在矿块出矿天井内转运矿石。

7.3.5.3 支护

分层平巷及进路一般采用木棚子支护, 棚子间距0.7~1.5m, 必要时采用密集支护。矿石较稳固时, 可用带帽的立柱支护。

7.3.5.4 假顶铺设

假顶种类有金属网木地梁（或无地梁）假顶、钢筋混凝土假顶、整体式软性假顶、木质假顶、竹笆假顶、自然假顶等。

(1) 金属网假顶使用较广泛的系用直径2~3mm的旧钢丝或8~14号铁丝编织成网。金属网铺设在进路的纵向木地梁上，构成假顶。进路内同一断面处一般设2~3根地梁，间距0.5~1m。一些矿山的金属网规格见表2-7-13。也有的矿山用过无地梁金属网假顶，节约了坑木，但矿石损失贫化较大。

(2) 在武山铜矿采用了整体式钢筋混凝土假顶，以进路为单元进行铺设，其构成见表2-7-13。下分层回采时，进路用HZWA型摩擦金属支柱或木棚子支护，棚间距0.6~0.8m。整体钢筋混凝土假顶见图2-7-12。

(3) 整体式软性假顶在云锡马拉格锡矿9-5矿体应用，这种假顶第一分层用 $1.5 \times 1.5 \times 2.1$ m的方框支柱拉开造顶空间，而后在方框地梁上铺设假顶，假顶构成见表2-7-13。随着造顶工作的推进，边铺软顶边放下上面的覆盖物，并保证软顶上部的缓冲安全覆盖物厚度不小于4m。造一次假顶可使用7~10个分层，与普通金属网假顶方式相比，工作面工效提高三分之一，坑木节省50%，矿块出矿能力提高50~60%。软性假顶采矿方法见图2-7-13。

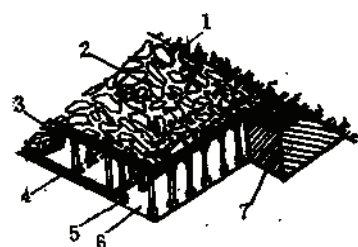


图 2-7-12 整体钢筋混凝土假顶示意图
1—上盘；2—崩落区；3—放顶区；4—整体钢筋混凝土假顶；5—混凝土墩；6—回采进路；7—矿体

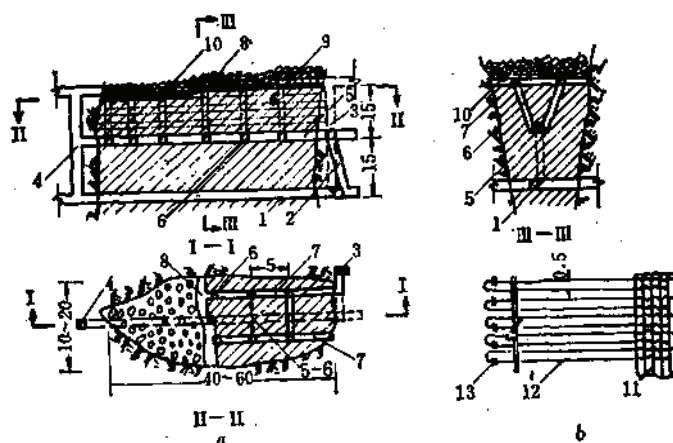


图 2-7-13 整体式软性假顶采矿方法及假顶铺设图

a—软性假顶采矿方法图；b—假顶铺设图

1—阶段运输平巷；2—矿石溜井；3—人行材料通风天井；4—回风天井；5—储矿电耙道；6—矿石小溜子；7—分层平巷；8—回采进路；9— $1.5 \times 1.5 \times 2.1$ m规格的造顶方框；10—软性假顶；11— $\phi 18$ cm圆木（用8号铁丝与钢绳绞紧）；12— $\phi 25$ mm钢绳；13—绳卡

(4) 其它假顶如木质假顶是在沿进路设置的木地梁上铺设木垫板而成，效果较好，但木材消耗量大，现已很少使用。

竹笆假顶受潮后，竹材强度低，效果差。

自然假顶仅在靠近矿体顶部的矿岩(土)有粘结性,崩落吸水后,在地压作用下能粘结再生成一个整体时才可使用,否则损失贫化很大,安全性差。

部分矿山假顶情况见表2-7-13。

部分矿山假顶情况

表 2-7-13

序号	矿山名称	假顶类型	假顶构成及规格	每吨矿石消耗量	假顶成本 (元)
1	会泽铅锌 矿 矿山厂	金属网木地梁	用废钢丝绳回火解散的钢丝,每3根1mm的钢丝拧成一股,编织成网。每床长3m,宽1.8m,网目3×3cm,重34~38kg/床。	0.34~0.8kg	每床约30 每吨0.5~0.9
2	云锡老厂 锡矿胜利坑	金属网木地梁	用废钢丝绳回火解散的钢丝编织成网,每床长6m,宽1.8~2.2m,网目4×4cm,重11~13kg/床	0.18~0.2kg	
3	云锡马拉 格锡矿	圆木排钢丝绳 整体式软性假顶	用直径25mm的废钢丝绳及直径大于18cm,长2~4m的圆木铺设而成,其上再加一层网目4×4cm的金属网。金属网长3m、宽1.8m		
4	江西武山 铜矿	钢筋混凝土假 顶	在网格200×200mm,直径为10~12mm的钢筋构成的钢筋网(双层或单层)上,浇灌150号混凝土而成,总厚300mm	0.11m ³	每平米约30 85年仅材料及工资 费用为每平米98.89
5	滇西云龙 锡矿	竹笆、杂木、 木地梁假顶	竹笆由宽3~4cm,长2~3m的竹片及长1.2~1.5m的竹片编织而成		
6	苏州瓷土 公司阳西矿	竹笆假顶	竹笆由小圆竹用8~12号铁丝連結 编成		

7.3.5.5 放顶及地压管理

(1) 进路采完后立即崩落假顶,即“采一、放一”,

(2) 回采进路和崩落区之间维护一条已采进路,进路逐条放顶,即“采二、留一、放一”,

(3) 回采进路和崩落区之间维护一条已采进路,2~3条进路一次放顶,即“采三、留一、放二”或“采四、留一、放三”。

一般情况下,放顶均以进路为单元进行,压力很大时,在进路内边退边放顶。放顶多用小药包崩断木立柱或棚腿进行,也可用人工拆柱或用回柱绞车放顶。在保证安全的前提下,可以间隔回收部分支柱。

对于首采分层,当围岩在采后不能自行崩落时,应当先用其它方法(如强制崩落)在假顶之上造成岩石垫层,其厚度不得小于4~6m。

7.3.6 矿块通风

由于回采进路一般都处于独头工作面状态,通风较困难,采场通风采取的措施是:

(1) 有条件时,尽量采用脉外采准,设置脉外通风天井及平巷;

(2) 工作面设置局扇进行通风, 最好是抽压结合;

(3) 厚大矿体采用脉内外联合采准时, 脉内部分可在阶段的中部及下部设置回风平巷及回风天井, 采用下行风流配合局扇进行通风。

7.3.7 矿山实例

7.3.7.1 会泽铅锌矿矿山厂

开采技术条件见表2-7-11。矿体不规则, 断层、裂隙十分发育, 喀斯特溶洞、老硐多, 影响开采。

采准布置采用脉外采准, 下盘斜上山通过每两个分层设置的一条联络道联通分层平巷, 上下分层平巷间用放矿小井联通, 详见图2-7-14。当最上一分层回采完毕后, 间隔一个分层, 掘进再下一分层的分层平巷, 从该分层平巷向上开掘3~4个小溜子通至上一分层, 然后将小溜子之间用平巷贯通形成上一分层的分层平巷。

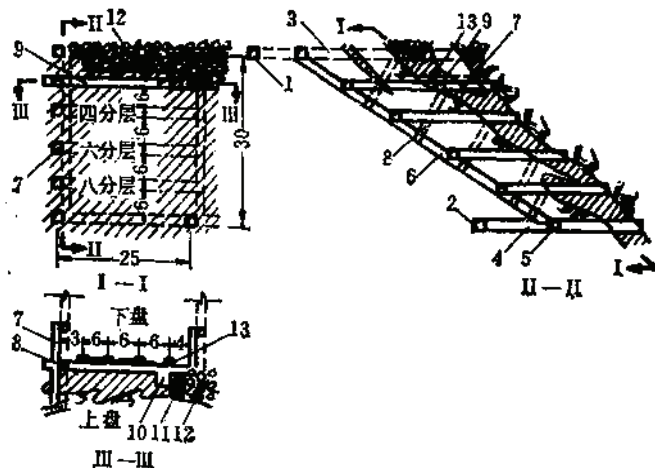


图 2-7-14 会泽矿山厂分层崩落法

1—上阶段沿脉运输平巷; 2—下阶段沿脉运输平巷; 3—上阶段穿脉; 4—下阶段穿脉; 5—电耙硐室; 6—脉外人行材料通风耙矿双格上山; 7—联络道; 8—放矿小井; 9—分层平巷; 10—回采进路; 11—铺顶进路; 12—已放顶进路; 13—小溜子

回采进路垂直于分层平巷布置, 木棚子支护, 浅眼落矿, 用人工及电耙子出矿。进路回采完毕后铺设木地梁金属网假顶, 由于倾角缓, 每个分层都需要铺顶。铺顶完毕后, 在进路内由里向外后退回收护顶层矿石, 再用炸药破柱放顶, “采三、放二、留一”或“采二、放一、留一”。主要技术经济指标见表2-7-14。

7.3.7.2 武山铜矿矿带

开采技术条件见表2-7-11。采用脉外采准, 见图2-7-15, 矿块构成要素见表2-7-12。

采用浅眼落矿, ZYQ-12装运机出矿, 整体式钢筋混凝土假顶。主要技术经济指标见表2-7-14。

7.3.7.3 苏州阳东瓷土矿白垩矿段

开采技术条件见表2-7-11。高岭土矿石松软易碎极不稳固, 允许暴露面积约4~7m², 粘结性强, 遇水膨胀、崩解, 发生底鼓, 采场压力很大。采空区残矿压实后能形成再生假顶。开采后地表山坡出现塌陷和裂缝, 大气降水渗入采场, 构成冲浆威胁, 恶化了采矿条件。

采准布置采用脉外采准, 详见图2-7-16。天井视矿块具体情况有直天井和斜天井, 用预制混凝土井框支护。采场要素见表2-7-12。矿块面积为900~1200m²。

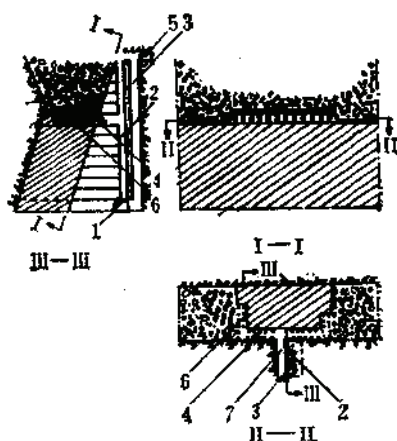


图 2-7-15 武山铜矿分层崩落法

1—阶段运输平巷；2—溜矿井；3—提升井；4—分层平巷；
5—回风巷；6—回采进路；7—分层联络道

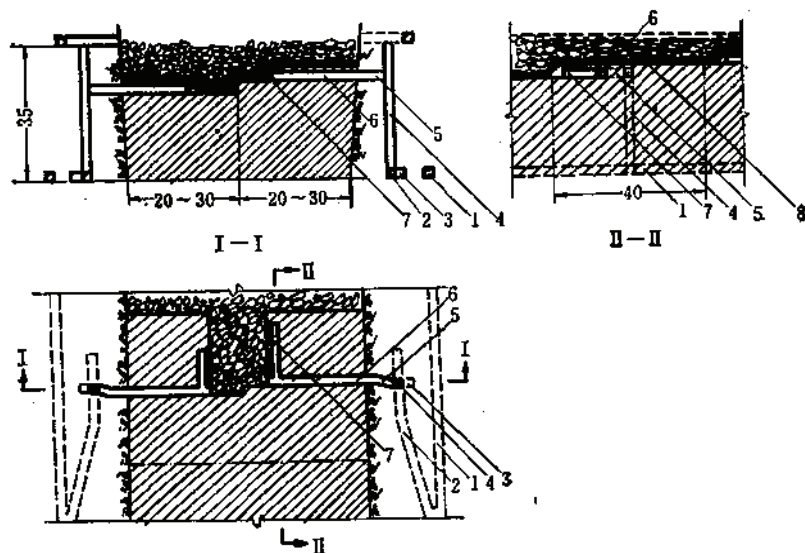


图 2-7-16 阳东瓷土矿分层崩落法

1—阶段运输平巷；2—装车平巷；3—箕斗绞车硐室；4—采场天井；5—分层联道；6—分层平巷；7—
回采进路；8—再生假顶

回采以进路为单元分条带进行，条带宽3.4~3.8m，进路宽1.8~2m，在进路顶部及靠采空区一侧留有1~1.5m的护顶及护壁矿柱，以预防冲浆并便于翻棚。进路向前掘采到边界后后退回收侧部矿柱，而后铺设竹笆假顶，撤柱放顶（每次放2~3架棚子，进路之间不得保留悬顶距）。上部未完全回收的残矿在地区作用下，经过一段时间压实后可形成再生假顶，减少了竹笆的铺设量。

工作面用风筒落矿，梯形木棚子支护，矿石用人工手推胶轮车运搬，卸入矿石箕斗内下放到阶段平巷装入矿车。斜天井用0.32m³箕斗，直天井用0.6m³箕斗，箕斗用慢动绞车或电耙绞车提放。

由于矿石松软，地压大，分层平巷及进路易下沉，巷道维修量大，维修时间约占回采作业时间的1/3左右。主要技术经济指标见表2-7-14。

部分分段崩落法矿山主要技术经济指标

表 2-7-14

序号	项 目	会泽铅锌 矿 矿山厂	云锡老厂锡 矿 胜利坑	云锡马拉格锡矿		武山铜矿	苏州瓷 土公司 阳东矿	苏州瓷 土公司 阳西矿	广东阳春 硫铁矿
				整体式 软性假顶	普通金属 网假顶				
1.	矿块生产能力 (t/d)	45~50	50~60			设计80~100, 实际54 (最高104)	46 1265	54 1485	粉矿每年 1~1.5万t 块矿每年 0.8~1万t
2.	工作面工班效率 (t)	2.69~2.98	4~4.5	4.5~5	3~4.5	3.97	3.66	3.35	3.84
3.	采切比 (m/kt)	10.5	25~30 (生探进尺多)	30~35 (生探进尺多)		设计21.2	采准4~6	采准2~3	17.16
4.	矿石贫化率(%)	13.24~ 14.14	3~5~ 10~19	7.7	10	13.93			8
5.	矿石损失率(%)	11.6~22.88	2~3~5~10	1.7	5	2.34	视在回收 率75~80	视在回 收率25	16~20
6.	每吨矿石材料消耗								
	炸药 (kg)	0.23~0.32	0.17~0.27	0.3	0.35	0.224			0.244~0.364
	火雷管 (个)	0.33~0.42	0.4~0.47			0.1164			0.48~0.93
	导爆管 (根)					0.1726			
	导火线 (m)	0.67~0.87	0.319	1.5	1.6	0.1031			0.95~1.57
	坑木 (m³)	0.011~0.021	0.02~0.023	0.012	0.024	0.0159(全用金 属支柱时0.005)	0.0075	0.0075	0.0147~ 0.0214
	钎钢 (kg)	0.006	0.01~0.0256			0.0248	0.077~ 0.027	0.0023~ 0.022	0.06114
	合金片 (g)	0.0001	0.161~0.22			0.0136个			0.00167

7.4 无底柱分段崩落法

7.4.1 适用条件及优缺点

7.4.1.1 适用条件

除崩落法一般适用条件外

- (1) 急倾斜厚矿体，或缓倾斜极厚矿体；
- (2) 矿石稳固或中等稳固，以掘进井巷不需要支护、炮孔不变形为好；
- (3) 上盘岩石不稳固或中等稳固，最好能自然崩落形成大块；如果矿体上部已用露天开采，或其它采矿方法开采后，形成了覆盖层，则围岩稳固性不限；下盘岩石稳固。

无底柱分段崩落法矿山开采技术条件见表2-7-15。

7.4.1.2 优点

- (1) 采矿方法结构简单，灵活性较大，不需留矿柱；
- (2) 与有底柱分段崩落法比采切比小；
- (3) 回采工艺简单，便于使用高效的自行凿岩、装运设备，实现采掘综合机械化；
- (4) 在巷道中作业安全；

表 2-7-15

部分无底柱分段崩落法矿山开采技术条件

序 号	矿 山 名 称	矿 体 赋 存 情 况		围 岩 特 征	
		厚 (m)	倾 角 (°)	顶 盘 岩 石	底 盘 岩 石
1	大庙铁矿	10~50	80~90	解长岩 $f=9\sim12$ 稳固	解长岩 $f=9\sim12$ 稳固
2	符山铁矿	40~60	30~50	闪长岩 $f=10\sim14$ 稳固	石灰岩 $f=6\sim8$ 稳固 大理岩
3	毓铁山铁矿	15~150	60~90	千枚岩 $f=6\sim10$ 稳固	千枚岩 $f=6\sim10$ 稳固
4	梅山铁矿	120~200	20~30	安山岩 $f=4\sim6$ 中等稳固	闪长岩 $f=6\sim8$ 稳固
5	大冶铁矿尖林山	20~80	10~60	闪长岩 $f=12\sim14$ 稳固	大理岩 $f=8\sim10$ 稳固
6	冶山铁矿	2~60	45~80	白云岩 $f=10\sim12$ 稳固	花岗闪长岩 $f=10$ 稳固
7	弓长岭铁矿	5~35	70~80	角闪岩 $f=8\sim10$ 中等稳固	角闪岩 $f=10$ 中等稳固
8	板石沟铁矿	2~30	30~88	片麻岩 $f=4\sim14$ 稳固	云母角闪片岩 $f=12$ 稳固
9	程潮铁矿	23~54	46	闪长岩、大理岩 $f=10\sim12$ 稳固	花岗砂卡岩 $f=10\sim15$ 稳固
10	金山店铁矿	8~75	53~87	角闪岩、砂卡岩 $f=3\sim6$ 不稳固	砂卡岩、大理岩 $f=8\sim12$ 稳固
11	玉石洼铁矿	15~20	10~30	灰岩、大理岩 $f=6\sim14$ 不稳固	蚀变闪长岩 $f=3\sim14$ 极不稳固
12	丰山铁矿	25~30	50~80	大理岩 $f=6\sim8$ 不稳固	花岗闪长岩 $f=6\sim8$ 不稳固
13	大厂矿务局东坑矿	20~110	70	石灰质页岩、泥灰岩不稳固	花岗闪长岩 $f=6\sim8$ 不稳固
14	向山硫铁矿	150~200	20~30	砂岩 $f=12\sim15$ 稳固	砂岩 $f=8\sim15$ 稳固
15	云石山硫铁矿	30~150	30~50	砂岩 $f=9\sim15$ 稳固	砂岩 $f=8\sim15$ 稳固
16	瑞 典 Kiruna 铁矿	90	50~60	石英角闪岩 稳固	正长斑岩 稳固
17	Malmberget 铁矿	5~150	10~80	石英角闪岩 中等稳固	同 左

- (5) 劳动生产率较高, 矿块生产能力大;
- (6) 在允许贫化率较大的情况下, 可获得较好的回收率。

7.4.1.3 缺点:

- (1) 在覆岩下放矿, 损失率贫化率较高, 要求放矿管理严格;
- (2) 在独头巷道内作业, 通风条件较差需设计专门管道通风;
- (3) 大中型设备维护工作量大, 一般矿山自行解决备品备件有一定困难。

7.4.2 主要方案和特点

无底柱分段崩落法的标准方案按矿块装运设备不同, 可分为无轨运输方案和有轨运输方案。无轨运输方案采用的出矿设备是自行的柴油铲运机、电动铲运机或气动装运机, 有轨运输方案采用的出矿设备是装岩机配人推翻斗矿车或电动自行矿车。

有轨运输方案主要优点是设备小, 投资少, 维修简单。但矿块生产能力和工效较低。国内外大多数矿山都是采用无轨运输。国内一些化工矿山采用有轨运输, 也获得了好的经济效益。

由于装运设备大小、类型不一, 其合理运距各异。当采用装运机或有轨运输时, 最大运距应在50~60m以内; 采用柴油铲运机时, 最大运距取决于设备的经济合理运距, 一般在200m以内。根据最大运距和矿体厚度, 即可确定矿块的平面尺寸和溜井布置。

采用装运机和有轨运输的矿山, 一般采用电梯井提升人员、材料, 用设备井提升大的采掘设备。电梯选用1.5~3.0t的客货两用电梯, 大型设备采用5~8t的慢速绞车提升。

采用铲运机的矿山, 因设备外形尺寸和重量均大, 为便于运送人员材料起见, 需设采区斜坡道。一般沿走向400~500m设置一个。

大庙铁矿的人员和设备提升共用一个天井, 安装两种设备: 一为客货电梯, 供运送人员, 材料及小型设备之用; 二为慢速绞车, 供运送大型设备之用。但这两种提升设备不能同时运行, 用慢速绞车提升设备时, 将电梯轿箱暂时拆除。

7.4.3 矿块布置和构成要素

7.4.3.1 矿块布置

矿块布置根据矿体厚度和出矿设备有效运距确定。一般情况下, 矿体厚度小于20~40m时, 矿块沿走向布置; 矿体厚度大于20~40m时, 矿块垂直走向布置。

矿块划分一般以完成回采出矿全过程的配套设备所能承担的进路条数为准。

7.4.3.2 构成要素

分段高度和进路间距是无底柱分段崩落法的主要结构参数。为了减少采准工作量和降低矿石成本。在凿岩能力允许, 不降低回采率的条件下, 可加大分段高度和进路间距。

目前, 我国矿山采用的分段高度一般为10~12m, 进路间距略小于分段高度。一般为8~10m。

矿块构成要素可参照表2-7-16选取。

7.4.4 采准切割

阶段运输沿脉平巷、天井、溜井、斜坡道或电梯井设备井, 一般布置在下盘岩石中。

无底柱分段崩落法矿块构成要素 (m)

表 2-7-16

项 目 名 称	装运机或有轨运输		铲 运 机 运 输	
	沿走向布置	垂直走向布置	沿走向布置	垂直走向布置
阶段高度	60~120	60~120	60~120	60~120
分段高度	7~12	7~12	10~15	10~15
矿块长度	60~80	40~60	100~150	80~120
矿块宽度	矿体水平厚度小于50		矿体水平厚度小于100	
回采进路间距	6~10	6~10	10~12	10~12

阶段运输平巷应布置在其下阶段矿体回采错动界线以外。当下盘岩石不稳固而上盘岩石稳固时,也可将上述井巷布置在上盘岩石中。

每个矿块原则上设一处溜井。溜井个数根据矿石产品种类而定,单一矿石产品时,设一个溜井;多种产品时,相应地增加溜井个数。当采用铲运机出矿时,可根据铲运机和自行运输设备的合理运距确定矿石溜井的间距。当矿块的废石量多时,每个阶段尚需设若干个废石溜井。

如果,回采顺序是从矿体中间拉切割槽向上、下盘两个方向推进时,应分别在上、下盘岩石中布置溜井。

设计中,尽可能避免在矿体中布置溜井及其它井巷工程,以减少矿石损失和降段封井工程量。

当采用装运机出矿而矿体厚度大于50~70m,或采用铲运机出矿而矿体厚度大于150~200m时,需在矿体内布置溜井。矿体内的溜井降段时封井见图2-7-17。

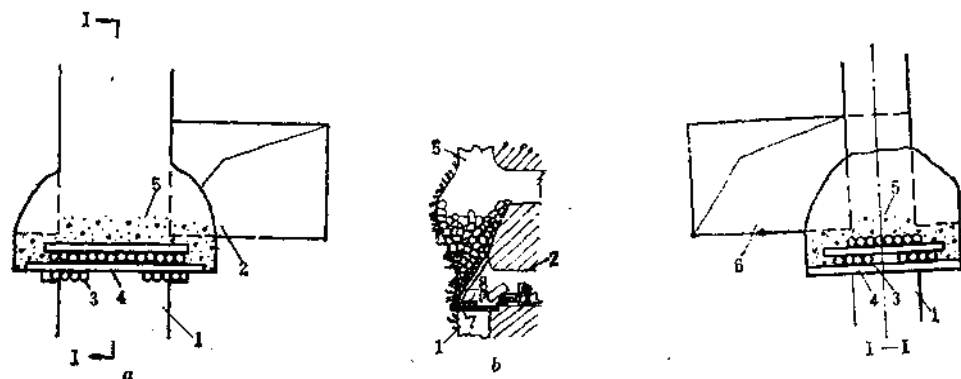


图 2-7-17 封闭溜井示意图

a—在上分段封闭溜井; b—在下分段封闭溜井

1—溜井; 2—分段采矿进路; 3—横圆木; 4—长圆木; 5—覆盖岩石; 6—分段联络巷道; 7—钢轨; 8—圆木

回采进路布置分垂直走向和沿走向两种,具体布置根据矿体厚度、倾角、出矿设备和合理运距、地压管理、通风及安全因素等确定。

上下相邻的分段,回采进路应呈菱形布置。

对于厚度大的矿体,回采进路垂直走向布置,进路之间的联络巷(沿脉分段平巷)一般应布置在底盘岩石中,以减少矿石损失,改善通风条件。

机,多数为 2m^3 的铲斗,柴油驱动。台年效率 $9\sim 15\text{万t}$ 。国内已引进铲斗为 3.8m^3 的柴油铲运机和电动铲运机。

向山硫铁矿采用华-1型装岩机和向-1型电动自行矿车(矿山自制, 0.92m^3),台年效率达到 $2\sim 4\text{万t}$ 。见图2-3-26。

每台装运机或小型铲运机占用进路4~6条,而中型铲运机还应适当增加,否则,影响设备效率,通风困难,作业条件差。

瑞典Malmberget铁矿为了提高传统的无底柱分段崩落法的效益,通过加大孔径和分段高度,使采准掘进每米所获得的矿量成倍增加,自1984年生产以来已取得良好效果。为了保证凿岩的精确性,研制了新型高度机械化潜孔凿岩台车,高效装药机并辅以微机、激光仪进行检测巷道掘进和炮孔布置,使无底柱分段崩落法进入了一个新水平。大孔新工艺与传统方法比较参见表2-7-18。

Malmberget铁矿无底柱分段崩落新工艺和传统法比较

表 2-7-18

项 目	新 工 艺	传 统 方 法
分段高度 (m)	20	15
进路间距 (m)	22.5	15
进路尺寸 (m)	6.0×4.6	5.5×3.8
孔 径 (mm)	105	57
最小抵抗线 (m)	2.5	2
采准获矿量 (t/m)	2000	1000
每m炮孔崩矿量 (t)	25	10
每排扇形孔崩矿量 (t)	5000	1900
炸药消耗量 (kg/t)	0.3	0.22
每排炮装药量 (kg)	1500	440
台日凿岩效率 (m)	250	500

无底柱分段崩落法矿山实际构成要素和爆破参数见表2-7-19。

7.4.6 覆盖层及地压管理

无底柱分段崩落法是在覆盖岩(矿)石下进行放矿,因此初期形成覆盖层是无底柱分段崩落法采矿的必要条件。

覆盖岩石的块度应大于崩落矿石的块度,以防止泥砂岩块混入,造成过早的贫化。

覆盖层的厚度应大于分段高度,一般为 $15\sim 20\text{m}$ 。

7.4.6.1 覆盖层形成

覆盖岩层的形成主要是根据矿体赋存条件、距地表深浅、地面和井下现状、废石来源等情况确定。选择形成方式方法时,首先是自然冒落,其次再考虑强制崩落。

1. 自然冒落法

顶盘围岩不稳固时,采用自然冒落形成覆盖层。有自然冒落条件的矿山应尽量采用这种方法,并辅之少量爆破处理。

2. 人工回填废石

露天转入井下开采,上部矿体面积又大,且废石来源充足、运距短,可以采用废石做

表 2-7-19

无底柱分段崩落法矿山实际构成要素和爆破参数

序号	矿山名称	阶段高度 (m)	溜井间距 (m)	矿块尺寸 长×宽 (m)	分段高度 (m)	进路间距 (m)	进路断面 宽×高 (m)	爆破步距 (m)	端壁倾角 (°)	边孔倾角 (°)	附注
1	大庙铁矿	63~73	50	50×20~50	10~13	10	4×3	3.0	90	50	用潜孔钻机孔径80~100mm
2	鞍山铁矿4号矿体	50	60	60×40~60	10	10	4×3	1.6	85	45	
	6号矿体	50	50	50×30~50	10	8	4×3	1.5	80~90	60	
3	鞍山铁矿	60~120	40	40×50	10~12	10	3.5×3.5	1.6	90	50	
4	鞍山铁矿	120	50	60×50	10~13	10	4×3.2	1.6	90	50	
5	大冶铁矿尖林山车间	60~70	50	50×30~50	10	10	4×3.2	2.2~2.5	80~85	60	
6	冶山铁矿	60~70	30~50		10~12	10	3×2.8	1.5~3.0	80~90	50~60	
							4×3				
7	弓长岭铁矿	60	30~50	30×80	10~12	10	4×3.2	3.0	75~80	50	
				50×20							
8	板石沟铁矿	60	60	50×30~60	10	10	3×3	1.5~3.0	90	45	
9	程潮铁矿	70	50	50×40	8~13	10	3.3×2.8	2.0~2.5	80	60	
				50×50							
10	金山店铁矿				8~12	10	2.8×2.8		90	45	每分用潜孔钻机
11	玉石洼铁矿	50	40	50×40	10	10	2.6×2.7	1.8	85	45~50	
12	丰山铜矿	50	50	50×27	8~10	7~10	3.0×3.2	2.2~2.4	80	60	用潜孔钻机
13	大厂矿务局铜坑矿	90	60	60×50	12~13	10	3.2×3.0	3.2~3.6			
							4×3.2				
14	向山铁矿	28~43		50×35	7~14	7~8	1.8~2.5×3~3.5	2.5~2.8	75~80	45	用潜孔钻机
15	云台山铁矿	50	24	50×48	7~14	8~10	2.5×2.5	1.5	90	40	
							3.0×3.0				
16	瑞典 Kiruna 铁矿	235	200~250	200×90	12	11	5×3.7	1.6~1.8	80		
17	Malmberget 铁矿	100	150		10	15	5.5×3.8	1.7	85	55	
18	加拿大 Stobie				10	11	5×4	1.5	85	78	

覆盖层。同时也可缓和排石场占地问题。

3. 强制崩落法

顶盘围岩不能自然冒落的矿山，应采用强制崩落形成覆盖层，使回采工作及正常化。

(1) 露天转入井下开采，又无废石回填时，采用大爆破崩落两盘边坡围岩形成覆盖层。这种方法费时少，投资省，安全可靠。

(2) 矿体上部先采用其它方法开采，下部采用崩落法，可崩落上部矿柱及围岩形成覆盖层。

(3) 盲矿体直接采用无底柱分段崩落法，围岩又较稳固时，一般均采用深孔中深孔强制崩落形成覆盖层。按崩落顶板围岩与回采工作的关系分为下面三种：先落顶后回采；边回采边落顶；回采后集中落顶。三种方法见图2-7-19。

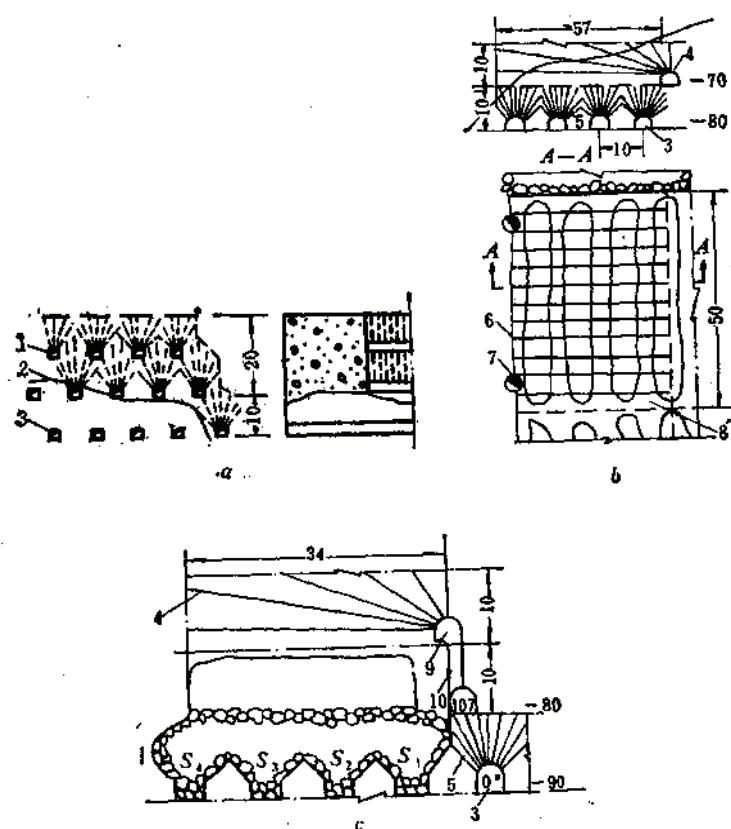


图 2-7-19 落顶方案图

a—先落顶后回采，b—边回采边落顶，c—集中落顶；
1—岩石进路巷道，2—矿岩分界线，3—回采进路，4—落顶平巷，5—中深孔，6—落顶深孔，7—溜井，
8—联络巷，9—凿岩硐室，10—凿岩天井

4. 暂留矿石为覆盖层

采用强制崩落法形成覆盖层，有时工程量很大，时间长，投资多，矿石贫化大。因此，对于急倾斜矿体可以预留崩落的矿石作为覆盖层的过渡手段。待顶板围岩崩落后或开采结束时，再放出覆盖矿石层。

设计要列出形成覆盖层的基建工程量和投资。矿山生产后，倾斜、缓倾斜矿体的覆盖

层不能随着开采分段下降而下移时,还要进行补充放顶,补充放顶设计仅列劳动定员和设备。

国内矿山形成覆盖层的实例见表2-7-20。

矿山形成覆盖层的实例

表 2-7-20

序号	矿山名称	矿体赋存和开采情况	覆盖层形成方法	覆盖层厚 (m)	覆盖层工程量 (万m ³)
1	冶山铁矿	露天转坑采	以明室露天爆破为主	10~15	20.72
2	金山店铁矿	露天转坑采成盲矿体	人工废石回填		84
			先落顶后采矿	20	17.6
3	程潮铁矿	盲矿体,距地表20~40m	边回采边落顶		5.3
			先落顶后采矿	15~20	
4	梅山铁矿	盲矿体,距地表>100m	边回采边落顶	20	17.1
			集中落顶		
5	丰山铜矿	距地表5~10m	边回采边落顶	15~20	30
6	大冶铁尖林山	盲矿体,距地表120m以上	先落顶后采矿	25	19.6
7	符山铁矿				
	4°矿体		自然冒落		
	6°矿体		井下深孔爆破	13	19.8
8	大厂矿务局 铜坑矿	盲矿体,距地表150m	自然冒落	150	
9	向山磁铁矿	盲矿体,距地表30~50m	自然冒落	30~50	
10	大庙铁矿	地表有露头,上部采用分段 法开采	崩落矿柱 围岩自然崩落	50	
11	锦铁山铁矿	地表有露头,山坡50° 露天进行大爆破	山坡上留三角矿柱 自然崩落	15~20	

7.4.6.2 覆盖层观测

为了掌握顶板围岩冒落条件和规律,冒落高度,覆盖层厚度,空区情况等,可在地表钻孔对顶盘围岩进行观测。特别是盲矿体顶盘未崩落到地表之前,应加强这项工作。

当顶盘岩石塌落快到地表时,应在地表划定危险区,防止人员进入,地面设立观测线,测量地面下沉量和陷落范围。

矿体上部有黄土层或风化细砂的矿山必须采取有效的防患措施。若黄土层厚度小于10~15m。可将它全部剥离;厚度大时,则采用平整,隔挡和排水等措施。

7.4.7 矿块通风

无底柱分段崩落法是在独头巷道中出矿,通风困难。

每个矿块或分段,应设有专用的入风天井和回风天井,安装辅助扇风机,使沿脉分段平巷形成较强的贯通风流。

在回采进路中,安装局扇和风筒。采用压入式通风。以稀释独头巷道中的粉尘和有害气体。

采场局部通风系统见图2-7-20。

目前瑞典Malmberget铁矿,在应用多扇风机的情况下,配备软塑料管道进行采场通风使用效果较好。在生产中配专人用机械化解解决装卸塑料管道,并用塑料气阀控制回采巷道

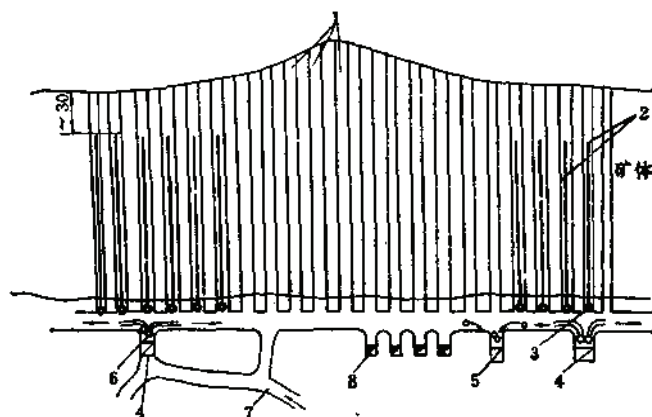


图 2-7-20 采场局部通风系统

1—回采巷道；2—风筒；3—局扇；4—进风井；5—回风井；6—辅扇；7—斜坡道；8—溜井组

的风量。

7.4.8 矿山实例

7.4.8.1 梅山铁矿

梅山铁矿矿体呈透镜状产出，中间厚而富，边部薄而贫，其长1370m，宽824m，平均厚134m，以CK₁孔为中心向四周缓倾。矿体顶盘为安山岩，中等稳固，底盘为闪长玢岩，稳固。

一期设计规模250万t/a，采用竖井开拓，运输阶段高度120m，辅助阶段高度60m。应用的无底柱分段崩落法见图2-7-21。

为提高采矿强度，增加工作面数，从-100m分段开始将矿体沿走向划分为东西两大独立采区，在采区内划分为矿块，作为回采单元。回采巷道垂直走向布置，每个矿块有6条采矿巷道和一个溜井。在采区各联络道两侧分别开凿入风天井和回风井，并在阶段运输巷道上一分段开凿入风巷通至各入风天井，以免运输水平装矿产生的粉尘污染工作面。为解决采掘设备运送，实现辅助工作机械化，在北区-200~-100m分层之间，开凿一条采区斜坡道，其直线坡度15%，弯道坡度0~2%，断面4.5×5和3.5×3.3m（宽×高）设计的曲线半径为10m。

分段高度12m，回采巷道间距10m，其断面4×3.2m²，采用CZZ-700型凿岩台车配YGZ-90型凿岩机打上向中深孔，边孔倾角50°，每排孔11~12个，总长120~130m，每米崩矿量5.4~6.0t，1985年每台效率2.83~2.86万m³/a，采用硝酸铵和铁松脂混合装药，导爆索和毫秒导爆管双能源起爆，爆破步距为1.6m，用2m³铲运机和ZYQ-14型装运机出矿，目前两种设备出矿量各占一半，1985年装运机效率7.6~8.0万t/a，2m³铲运机效率11.8~13.3万t/a，矿石块度限制在650mm以内，超过尺寸的块度，进行二次爆破。

在矿体顶部开采1~2分层数条回采巷道后，于-80m分段走向两侧开凿岩天井和扇室，用YQ-100型钻机打水平扇形深孔进行了边回采边落顶和集中落顶的两种方案，爆破约17万m³岩量，其后覆岩逐渐落到地表为回采创造有利条件。

从入风井进风经-200m石门，-186m入风平巷，采区天井进入采场，污风由分段回采巷道，脉外回风井进入阶段回风平巷，石门，从出风井排出。根据通风要求，在适当地点设局扇和辅扇进行多机通风。

7.4.8.2 梅山铁矿4号矿体

4号矿体为砂卡岩型矿床，矿体长约1000m，厚度一般为30~50m，倾角40°~60°，矿体顶盘为闪

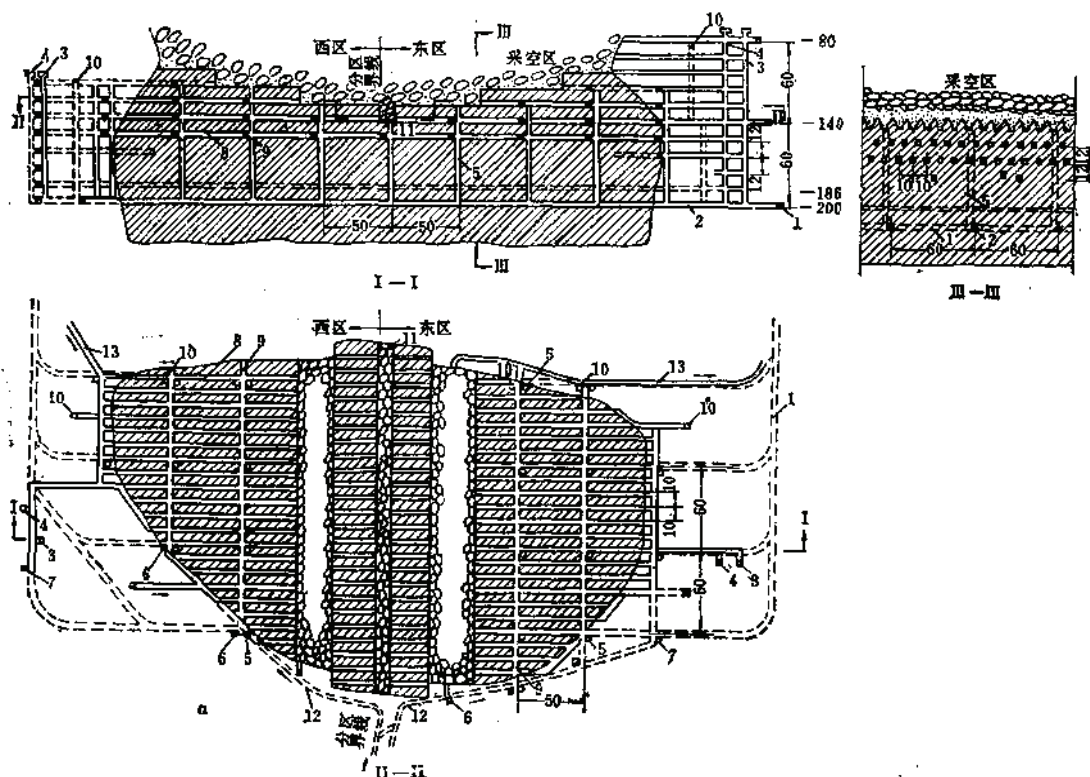


图 2-7-21 梅山铁矿无底柱分段崩落法

1—沿脉运输巷道；2—运输横巷；3—电梯井；4—设备井；5—矿石溜井；6—入风天井；7—废石溜井；8—采矿巷道；9—联络道；10—回风天井；11—切割槽；12—进风巷道；13—回风巷道

长岩及砂卡岩，底盘为灰岩及大理岩。矿石和岩石均稳固。

阶段高度50m，分段高度10m，矿块采用垂直走向布置，采矿巷道断面4×3m，其间距，在330m以上为10m，其下为8m。溜井间距为50m，设备井间距为150m。无论上部矿体向北倾斜，还是深部矿体向南倾斜，各分段均从南向北推进，沿脉分段联络巷在矿体外8~10m。见图3-7-22。为解决设备运送等需要，增设采区斜坡道。

采用CZZ-700型凿岩台车，在采矿巷内打扇型中深孔，边部孔倾角45°，崩矿步距为2.5m，最小抵抗线1.5m，付排为1.0m，每台凿岩机效率2.0~2.5万m³/a。采用多孔粒状铵油炸药，导爆索和毫秒导爆管双能源起爆。最小抵抗线1.5~1.8m，爆破步距1.6m，由过去使用ZYQ-14型装运机已全部采用2m³铲运机出矿，每台铲运机效率11.5~13.8万t/a。

7.4.8.3 向山硫铁矿

采矿方法见图2-7-23。

7.4.8.4 Kiruna铁矿

瑞典Kiruna铁矿是采用无底柱分段崩落法最早的矿山。矿体呈板状，平均矿体厚度90m，倾角50°~60°。

矿石主要为含磷磁铁矿，含铁品位为60~65%，按矿石含磷高低，分四种品级进行开采。上盘为石英角闪岩，下盘为正长斑岩，矿石和围岩都很稳固。上部用露天开采，已形成覆盖层。

该矿设计规模为3000万t/a实际达到的最高产量为2450万t/a（1974年），由于产品滞销产量下降，1985年产量为1600万t。采用大型无轨采掘设备，获得了很好的技术经济指标。如采矿采用Simba 323型凿岩台车（三机），台班效率一般为300m，台年崩矿量超过100万t，出矿采用ST-8型，Toro 500型柴油

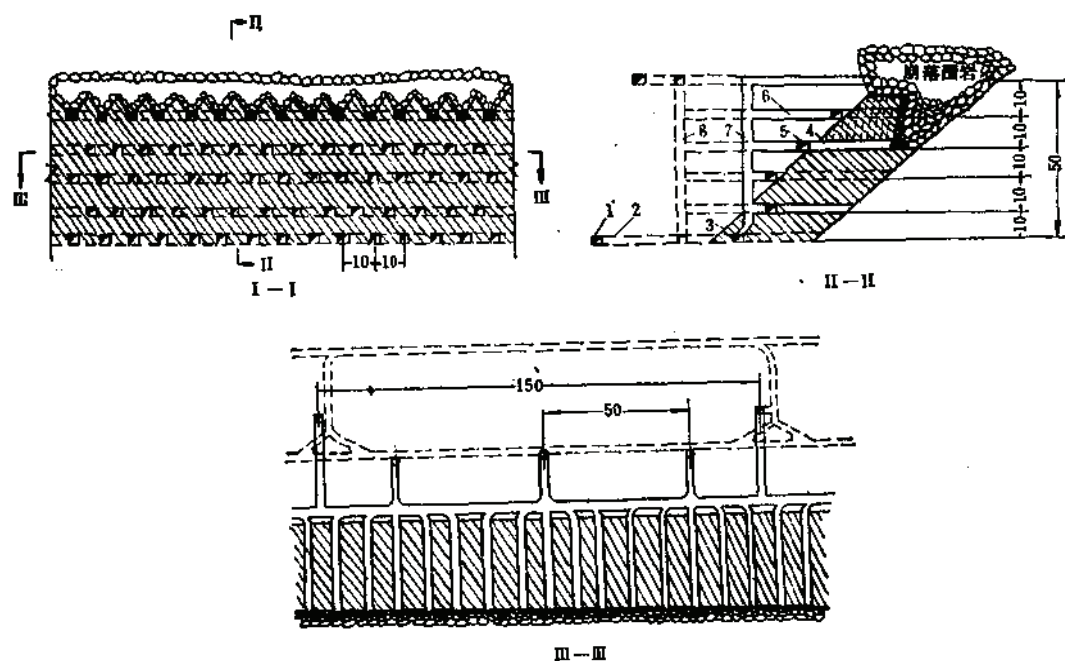


图 2-7-22 符山铁矿无底柱分段崩落法

1—脉外运输巷；2—运输联络巷；3—脉内运输巷；4—采矿巷道；5—分段沿脉巷；6—分段联络巷；
7—溜矿井；8—设备通风井

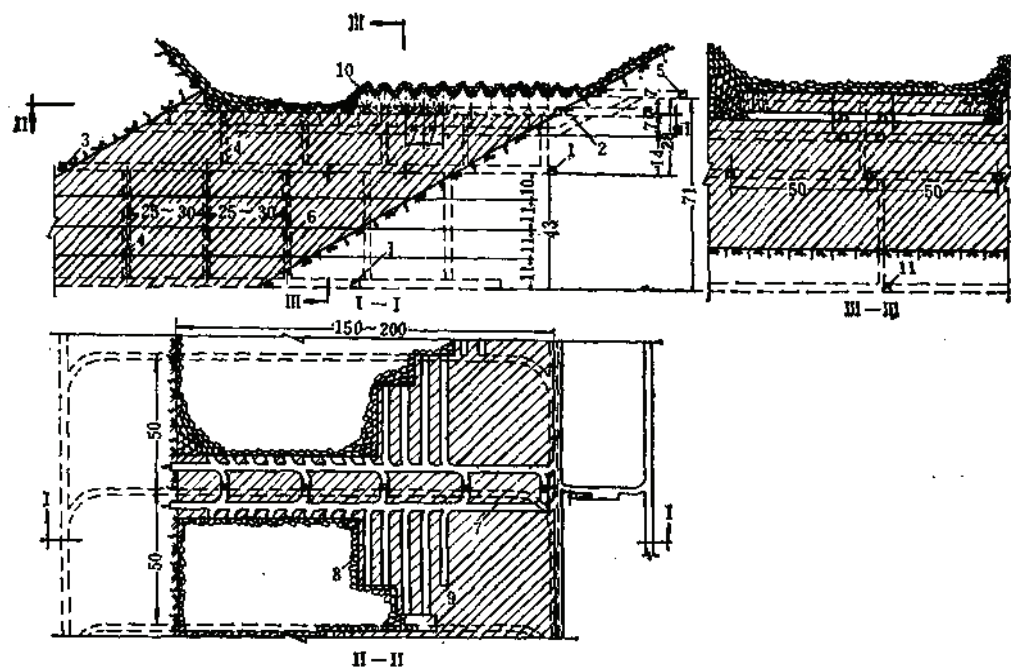


图 2-7-23 向山硫铁矿有轨运输无底柱分段崩落法

1—阶段运输平巷；2—斜坡道；3—进风平巷；4—进风天井；5—回风平巷；6—溜矿井；7—分段联络巷；8—回采进路；9—切割分间；10—炮孔；11—穿脉运输平巷

铲运机, 台班效率1200~1500t, 台年50~60万t。井下工人劳动生产率到工班90t, 年20000t。

矿石回采率为85~90%, 废石混入率为20~25%。

采矿年下降速度, 在60年代, 一般为5~8m, 70年代, 增加到12~16m, 当产量达到3000万t时, 年下降速度将达到20m。

矿体的水平面积为34万m²左右。当年产量为2000万t, 3000万t时, 开采强度分别为60和90t/m²·a。按已达到的最高产量2450万t矿石计算, 开采强度为72t/m²·a。

7.4.9 技术经济指标

矿山实际技术经济指标见表2-7-21。

矿山实际技术经济指标 表 2-7-21

序号	项 目	大庙铁矿 1983/1978	符山铁矿 1984/1981	姚铁山铁矿 1984/1979	梅山铁矿 1984/1980	程潮铁矿 1985
1	千吨掘进比 (m/kt)	3.27/3.30	8.9/5.3	6.46/6.68	6.916/8.57	7.55
2	矿石回采率 (%)	83.69/93.88	81.6/80.7	86.98/90.03	82.13/76.35	99.48
3	矿石贫化率 (%)	25.09/26.00	17.9/18.5	13.85/9.93	18.38/19.78	32.80
4	中深孔凿岩台班效率 (m)	48.0/49.8	34.8	18.9/22.6	42.3/35.7	
	台年效率 (×10 ⁴ m)	2.88/3.25	2.05/2.18	1.96/2.23	2.88/1.9	
5	装运 (岩) 机台班效率 (t)	118.1/157.7		62.9/68.5	140/137	119
	台年效率 (×10 ⁴ t)	6.18/8.58		7.1/8.3	7.6/5.5	
6	铲运机台班效率 (t)				816/	
	台年效率 (t)		8.01/13.83		13.3/	
7	采矿工效 (t)	26.8/32.0	13.3/14.4	18.4/18.7	10.3/6.2	20.5
8	炸药消耗 (kg/t)	0.43/0.38				
	采矿 (kg/t)		0.40/0.38	0.52/0.49	0.45	
	掘进 (kg/t)			3.19/4.8	2.4/	
9	矿石成本 (元/t)	8.83/7.19	12.28/10.08	11.88/8.81	11.87/	15.96

序号	大冶铁矿尖 林山采区 1985/1982	金山店铁矿 1985	云台山硫铁矿 1984/1980	向山硫铁矿 1984/1980	玉石洼铁矿 1984/1980	板石沟铁矿 1984/1980
1	7.60/11.63	8.06	5.773/17.408	8.543/7.774	7.74/18.2	
2	72.38/82.83	62.6	92.4/91.9	86.65/74.12	78.8/72.4	86.25/56.43
3	26.27/28.36	18.3	12.50/9.97	10.56/9.30	23.26/30.60	17.81/26.2
4			32.03/49.75	26.30/22.57	36.9/28.3	39.4/21.6
			1.67/1.80		1.47/1.49	
5		57	37.2/47.9	77.2/70.2	71.7/63.4	88/57
			1.82/2.56			
6	183/	62				
7	17.1/19.8	20.4	6.4/3.3	18.5/15.3	8.8/7.5	
8			0.42/0.46	0.14/0.21	0.49/0.77	
			3.10/3.55	1.38/1.38	0.82/0.86	
9	20.33/9.69	27.24		12.26/10.30	21.67/18.32	

7.5 高端壁无底柱分段崩落法

7.5.1 适用条件及优缺点

7.5.1.1 适用条件

高端壁无底柱分段崩落法的适用条件同无底柱分段崩落法。

我国采用高端壁无底柱分段崩落法矿山开采技术条件见表2-7-22。

高端壁无底柱分段崩落法矿山开采技术条件

表 2-7-22

序号	矿 山	矿体厚度 (m)	矿体倾角 (°)	顶 板	矿 石	底 板
1	寿王坟铜矿2号矿体下一阶段	30~50	80~90	白云质灰岩, 中 等以上稳固	阳起石蛇纹石磁 铁矿, $f=8-16$	花岗岩, 中等以 上稳固
2	寿王坟铜矿2号矿体下二阶段	30~50	80~90	白云质灰岩, 中 等以上稳固	阳起石蛇纹石磁 铁矿, $f=8-16$	花岗岩, 中等以 上稳固
3	湘湖铁矿东矿大采场	60	55~75	石英砂岩, 坚硬, 节理发育, 易碎 $f=12$	贫磁铁矿为主, 坚硬稳固, $f=12$	角岩, 致密, 性 脆, 稳固

7.5.1.2 优点 (与无底柱分段崩落法比较)

- (1) 采切工程量降低约30~40%; 出矿集中, 有利于实现集中作业和管理, 充分发挥自行设备能力, 开采强度显著提高, 作业安全, 进一步提高了综合经济效益;
- (2) 有利于矿石回收和提高采出矿石品位, 改善损失贫化指标;
- (3) 可以采用爆堆通风, 工作面通风条件得到改善, 作业条件较好;
- (4) 采用多排微差爆破等技术, 改善了爆破质量;
- (5) 崩矿步距大, 爆破次数少, 每次待出矿量多, 减少了设备停机和辅助作业时间, 为提高采矿强度和使用大型无轨自行设备创造了良好条件。

7.5.1.3 缺点 (与无底柱分段崩落法比较)

- (1) 同时作业分段数增加, 分段高度大, 生产灵活性降低;
- (2) 采准切割时间增长;
- (3) 对切割和凿岩爆破质量要求较严格, 若出现悬顶、隔墙时处理较困难。

7.5.2 方 案 特 点

高端壁无底柱分段崩落法是无底柱分段崩落法的变形方案, 它是在典型方案基础上发展起来的, 其特点是分段凿岩, 上下分段同排炮孔一次爆破, 阶段放矿, 端部出矿, 放矿高度大。上部各分段可作为凿岩爆破和进回风用, 下部一个分段除作为凿岩爆破和进风外, 兼作出矿水平。如果, 爆破后矿岩透气性好, 上下分段的进路可以构成爆堆通风系统, 则在进路中为贯穿风流通风。采矿方法见图2-7-24。

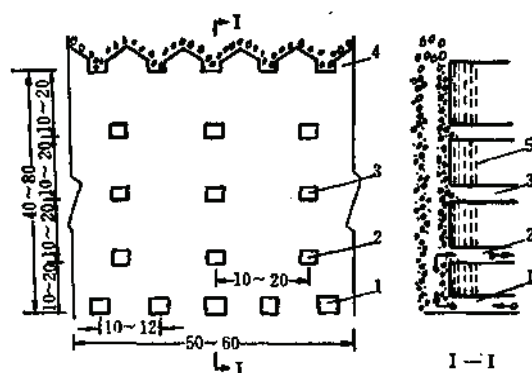


图 2-7-24 高端壁无底柱分段崩落法示意图

1—出矿进风进路；2—凿岩回风进路；3—凿岩进路；4—背部矿柱；5—炮孔

7.5.3 矿块布置和构成要素

7.5.3.1 矿块布置

矿体厚度小于20~40m时，矿块沿走向布置。矿体厚度大于20~40m时，矿块一般垂直走向布置。

7.5.3.2 构成要素

(1) 阶段高度一般为40~80m，矿体厚度大倾角陡时取大值。

(2) 溜井间距一般为50~150m，主要是根据出矿设备有效运距、设备效率和每台设备占用的进路数确定。采用2m³铲运机出矿，溜井间距与设备效率关系见图2-7-25。

废石溜井一般是由提前掘进的矿石溜井代用。

(3) 辅助斜坡道或电梯井、设备井、人行井、风井的间距相差较大，一般是几个矿块统一考虑布置。

(4) 分段高度采用深孔钻机时，为12~20m，采用中深孔凿岩机时，为10~12m。

(5) 端壁高度等于分段高度的总和，设计分段数取2~4个，端壁高度一般为40~80m。

端壁愈高，放矿高度愈大，单位体积矿石与废石的接触面积也愈小，有利于减少矿石贫化。放矿高度愈大，崩矿步距也愈大，由于放矿口矿石流动带的厚度基本不变，正面背部残留矿石损失也随之增加。因此，端壁高度过大过小均不利。一般是铲运机铲取深度大而取大值，装运机铲取深度小而取小值。

有条件时，可以采用放矿模拟方法选择结构参数。根据矿体条件，初选几组结构参数，通过电算模拟放矿方法，得出各组参数损失贫化过程及预测矿石损失贫化数值。再用

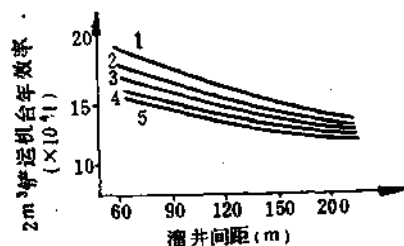


图 2-7-25 溜井间距与铲运机台年效率关系

1—矿厚40m，2—矿厚60m，3—矿厚80m，
4—矿厚100m，5—矿厚120m

凿岩、出矿等设备要求的断面尺寸进行校核,最后选定结构参数,或者调整生产矿山的有关参数。高端壁无底柱分段崩落法构成要素可参考表2-7-23选取。

部分矿山高端壁无底柱分段崩落法构成要素

表 2-7-23

序号	要素名称	寿王坟铜矿2号 矿体下一阶段	寿王坟铜矿2号 矿体下二阶段	溧水铁矿东矿 大采场
1	矿块尺寸,长×宽(m)	155×30~50	100×20~50	50×50或矿厚
2	阶段高度(m)	60	45~60	50
3	分段高度(m)	10~20	12~13	10~12
4	分段数(个)	3	3	4
5	端壁高度(m)	40	38	50
6	放矿高度(m)	47	46	65
7	斜坡道或设备井间距(m)	斜坡道155	斜坡道100	设备井100~300
8	溜矿井间距(m)	20~36	50~60	50,大于60加一排
9	通风井间距(m)	155	120	~100~300
10	出矿进路间距(m)	12.5	10~14	10
11	凿岩进路间距(m)	12~20	12~24	10

7.5.4 采准切割

(1) 运输平巷因矿块生产能力大,一般均布置双巷,使阶段水平构成环形运输系统,底盘运输平巷布置在下阶段错动范围之外8~10m,又利于通风。

(2) 溜井一般布置在底盘脉外,避开进风道和交叉口,防止污染新风和影响运输。设计中一般采用垂直溜井。

(3) 辅助斜坡道与各分段水平相通,其坡度按设备自行坡度设计,铲运机运输时坡度为10~20%。

(4) 一般采用辅助斜坡道进风,兼作设备、人行通道。专用回风井巷回风。

(5) 分段联络道一般布置在底盘脉外,出矿分段联络道距矿体底盘大于8~10m,凿岩分段联络道距矿体底盘大于5m。

(6) 进路一般采用垂直走向布置。出矿进路间距为8~14m。凿岩进路间距,采用深孔钻机时,取12~20m;采用中深孔凿岩机时,取8~14m,节理发育、粉矿多者取小值。

(7) 切割井一般是二条进路或一个矿块布置一个。切割巷道沿矿岩界线布置。切割槽宽度要保证第一个崩矿步距补偿空间的要求,一般取5~7m。

设计中,一般采用深孔爆破一次成井法或无切割直接拉槽法。切割井巷爆破夹制力大,炮孔量约增加50%以上。孤立小矿体或回采本阶段第一个矿块时,采用矿房拉槽法形成切割槽,见图2-7-26。

走向长度大的矿体,第一个矿块拉完切割后,与它相连的矿块难于采用矿房拉槽法时,采用后退崩落拉槽法,见图2-7-27。

采准切割巷道参见表2-7-24。

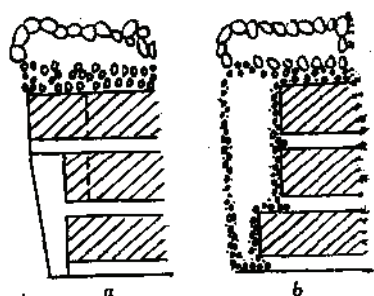


图 2-7-26 分段凿岩矿房拉槽法

a—矿房拉槽；b—崩落顶盖

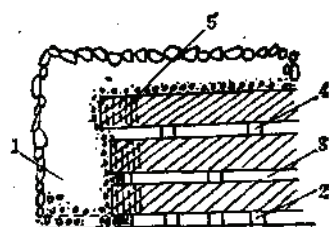


图 2-7-27 后退崩落拉槽法

1—已形成切割槽；2—出矿凿岩进路；
3—切割平巷；4—凿岩进路；5—炮孔

采准切割工程

表 2-7-24

巷道名称	位置	寿王坟铜矿		溧浩铁矿	
		断面 (m ²)	施工顺序	断面 (m ²)	施工顺序
阶段运输平巷	底盘、矿体	2.3×2.6	1	3×3	1
斜坡道兼人行通风	底盘脉外	5×4 4×3.5	1	—	—
顶盘阶段运输联络道	矿体	2.3×2.6	1	—	—
溜矿井	脉外	2×2	2	2×2	2
出矿水平运输联络道	底盘脉外	4×4	2	3×3	3
出矿进路	矿体	3×3	2	4×3	3
设备井	底盘脉外	—	—	3.5×3.2	2
人行井	底盘脉外	—	—	2.8×2.6	2
通风井	—	—	—	3×2	2
设备井联络道	—	—	—	2.7×2.7	2
凿岩水平联络道	底盘脉外	3×3	3	2.6×2.2	3
凿岩进路	矿体	3×3	3	2.8×2.6	3
分段回风道	—	2×2	3	—	—
切割平巷	矿体	4×3 3×3	4	3×3	4
切割天井	矿体	2×2	4	2.5×1.5	4

7.5.5 回采及覆盖层

7.5.5.1 回采顺序

由上往下逐阶段回采，沿走向采用单翼或双翼逐矿块推进。一个矿块约4~6条进路为一爆区，呈一字形推进。

7.5.5.2 落矿

设计采用潜孔钻机或中深孔凿岩机，钻凿向上扇形孔。由于每次崩矿量大，炮孔数又多，为了防止个别炮孔出现故障而影响全局，要求炮孔合格率不得低于90%。为防止埋孔，设计炮孔开口处距进路底板高度大于1.8m。采用装药机装药，非电导爆系统或导爆线起爆。

矿块内相邻进路不超过一个崩矿步距，上下各分段炮孔排面对齐，上下分段同排炮孔

爆破后方可在下分段出矿。

矿石较硬时,设计可以采用加大炮孔密集系数及孔底装高威力炸药的办法。采用同排孔间交错装药和微差爆破技术,以减少爆破带炮、埋孔、破坏眉线等。适当加大矿石合格块度尺寸,减少二次破碎工作量,使大块率控制在5~10%以下。凿岩爆破参数参考表2-7-25选取。

凿岩爆破参数

表 2-7-25

序号	项目名称	寿王坟铜矿2号矿体下一阶段	寿王坟铜矿2号矿体下二阶段	溧清铁矿东矿大采场
1	凿岩设备	YZ-90, YQ-100	YQ-100	YZ-90
2	凿岩设备效率每班(m)	30, 15	15, 2	35
3	炮孔布置	向上扇形孔, 水平孔	向上扇形深孔	向上扇形中深孔
4	每排炮孔数(个)	大孔7~9, 中深孔10~12	7~9	9~11
5	单个炮孔最大深度(m)	大孔20, 中孔19~25	15~20	14.6
6	炮孔直径(mm)	中孔58~60, 大孔110	110	65
7	最小抵抗线(m)	1.2~1.3	1.8, 1.5, 2.5	1.5
8	崩落步距(m)	5~6	5	3.0~4.5
9	孔底距(m)	2~4	8.5, 4.5, 7.5	1.8
10	炮孔排面角(°)	90	90	90
11	炮孔边孔角(°)	50	50	45~50
12	炮孔密集系数	1.1~1.2	1, 2, 3	1.2
13	装药方式	FZY-10 装药器, 粉状铁油	手工装药卷, $D=80\text{mm}$	FZY-100装药器, 2号岩石炸药
14	装药系数(%)	70~80	80	70~80
15	废孔率(%)	6	~5	0~10
16	起爆方式材料	普通毫秒电雷管和导爆线联合起爆	电雷管和导爆线联合起爆	塑料导爆系统和导爆线联合起爆
17	矿石合格块度(mm)	600	600	500
18	大块率(%)	7~15	10	6~8
19	每米炮孔崩矿量(t/m)	中孔5, 大孔15	12.7~19.8	5

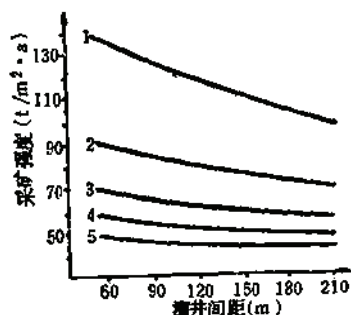


图 2-7-28 2m³铲运机在不同矿体厚度溜矿井间距的采矿强度

1、2、3、4、5分别表示矿厚40、60、80、100、120m

7.5.5.3 出矿

设计以采用铲运机出矿为主,其次是装运机。国内使用2m³铲运机,运距100m以内时,平均台班效率250t左右,台年效率12~15万t。若加强设备保养维修,提高操作技术水平,改善路面条件,提高设备出勤率和工时利用率,铲运机效率还可以提高。

2m³柴油铲运机的采矿强度与矿体厚度和溜矿井间距关系如图2-7-28。

设计的铲运机和装运机效率确定详见第十章回采出矿。

7.5.5.4 放矿

放矿分两步进行,第一步是放出每次爆破量的20~30%,作为松动矿石用。第二步是大量放矿,放出全部矿石。做好放矿管理,包括选择放矿方案,确定放矿制度,编制执行

放矿图表,做到定机、定时、定点、定量放矿,确定放矿截止品位等,以取得较好的损失贫化指标。

7.5.5.5 覆盖层

覆盖层形成方式方法与无底柱分段崩落法典型方案相同,其厚度一般不小于20m。

7.5.6 工作面通风

(1) 采用爆堆通风,特点是在负压作用下,新鲜风流从下部进路的端部进入爆堆,使工作面污风由爆堆孔隙流入上部回风系统。爆堆通风基本解决了独头进路的通风问题。但密闭工作量大,通风构筑物多,管理复杂。设计采用爆堆通风方式时,需要做矿岩透气性试验。

(2) 国外矿山采用管道通风取得了较好的效果,国内可试验应用。

7.5.7 矿山实例

7.5.7.1 高墙壁无底柱分段崩落法在寿王坟铜矿的应用

1. 开采技术条件

下二阶段2号矿体开采技术条件见表2-7-22。

2. 采准切割

部分采准切割工程是利用原有阶段矿房法的巷道,故其矿块的构成要素不是很理想的数值。

结构特点是平面分区,上下分段,上部为凿岩分段,下部为凿岩出矿分段。一般是4~6条进路为一爆破区。22m水平为出矿分段,沿走向布置7条出矿进路,间距12m;34m、47m水平分别为凿岩回风分段和凿岩分段,进路间距最大不超过24m。

切割槽宽度5~7m,高度等于二个分段高度。上下对应的两个切割巷道之间采用扇形深孔爆破形成切割槽,崩下的矿石由22m分段进路放出,形成房式切割槽。然后将47m分段以上的顶柱和下一阶段的矿柱同时崩下,形成覆盖层。采矿方法构成要素见表2-7-23。采矿方法见图2-7-29。

3. 回采

采用YQ-100型潜孔钻机,凿岩爆破参数见表2-7-25。上下分段的爆破采用直壁推进为宜。为了改善爆破效果,减少大块,矿山加大了炮孔密集系数为2.3。采用铵松磺炸药,人工装药,药包直径85mm,长450mm。在孔底2m处放入5%高威力铝粉炸药,可以改善爆破质量。采用电爆或非电导爆系统起爆,挤压爆破。合格矿石块度尺寸为600mm,大块率约10%。

出矿采用LK-1型2m³矿运机,一个矿块配1~2台,共占用3~5条进路,平均运距20~40m,最大运距50m以上。采用多进路齐头退采。等量顺序放矿,用YF-1型荧光分析仪快速测定铁矿石品位,及时指导放矿。

4. 通风

采用爆堆通风。新风由主斜坡道经一台17kW增压风机流向22m水平分段进入各条进路,再经爆堆上到34m水平分段回风,由主回风井抽出。经测定,采用爆堆通风时,二次破碎炮烟十分钟即可排出。第二步距爆破后,爆堆总入风量为33.09m³/s,爆堆最大阻力为4.03mm水柱,则进路平均入风量为3.47~3.50m³/s,每条进路的风量满足了排除烟尘的要求。如果,进一步做好密闭工作可以满足115×0.745kW柴油矿运机出矿需要的风量。

矿山生产经验认为:爆堆通风是有效的,特别在无大量漏风条件,高墙壁无底柱分段崩落法的进路若采用天井通风,需开凿大量通风天井和联络道,而且通风网路复杂,进路风量调节困难,不适用,如果采用吊挂式风筒局部通风,在二次破碎频繁的情况下也难以使用。局部通风与爆堆通风比较见表

2-7-26。

技术经济指标见表2-7-27。

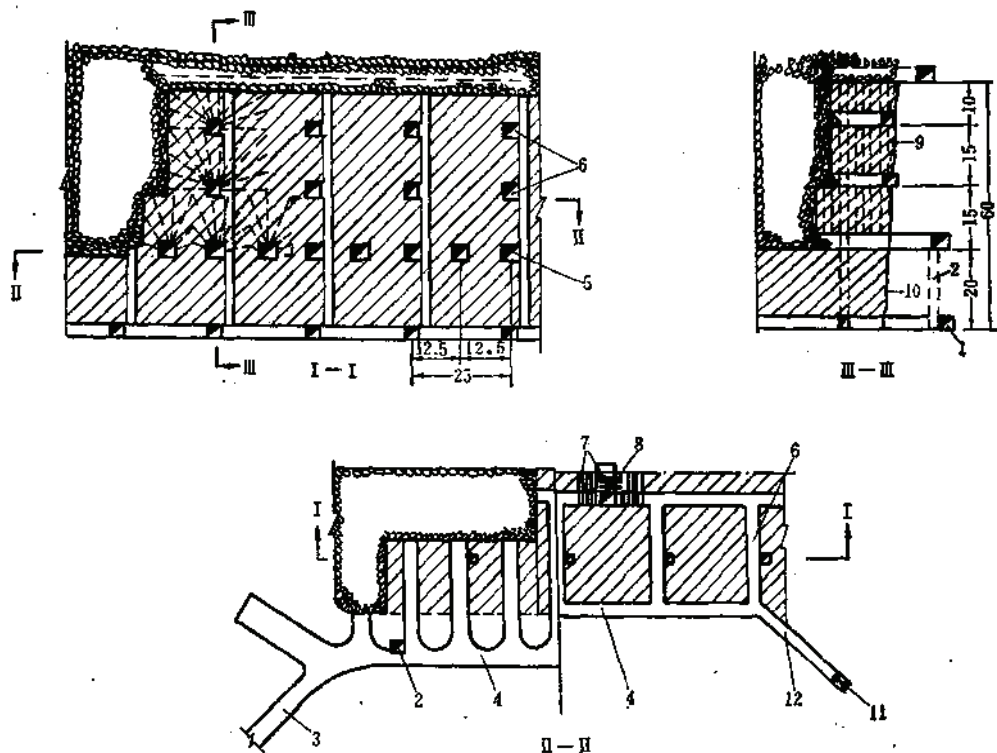


图 2-7-29 寿王坟铜矿高端壁无底柱分段崩落法

1—阶段运输平巷；2—溜井；3—斜坡道；4—分段联络道；5—凿岩出矿分段；6—凿岩分段；7—切割平巷；8—切割溜井；9—深孔；10—矿体边界；11—回风井；12—回风道

局扇通风与爆堆通风比较

表 2-7-26

项 目 名 称	通 风 方 式	
	局 扇 通 风	高 端 壁 爆 堆 通 风
风 机	至少4台局扇	1台增压风机
通风构筑物	——	多壁，(1) 22m回风道永久性密闭装置，(2) 主斜坡道设风门，(3) 每条进路口设风门或风帘
通风风筒	初次为320m，以后需补充	——
风机功率(kW)	19.4	8
通风管理	经常装卸风筒和移动局扇	风门或风帘设人管理，维护增压风机
通风效果	污 风 串 联	无污风串联

7.5.7.2 高端壁无底柱分段崩落法在涪潜铁矿的应用

1. 开采技术条件

涪潜铁矿东矿东6'—12'勘探线间长300m的矿体，采用高端壁无底柱分段崩落法。矿体平均厚度60m，最大100余m，倾角55°~75°。矿石以贫磁铁矿为主，并含有较多的石榴子石，矿石坚硬， $f=12$ ，稳固。

矿体中含有砂卡岩夹层，一般厚2~3m，个别达5~15m。矿体顶板为白云质粉砂岩，受热力变质后的石英砂岩， $f=12$ ，坚硬，节理发育，易碎，靠近地表的砂岩风化严重，呈砂粒状。矿体底板为角岩，稳固性好。80m水平以上采用露天开采，两盘岩石已崩落，形成20m厚的矿岩覆盖层。

2. 采准切割

矿块划分以溜井为界，一般沿走向长50m布置一条溜矿井，担负5条进路的溜矿任务，每个溜井放矿量20~40万t。矿体厚度大时，在矿体中增加一条运输联络道，每隔50m相应布置一条溜矿井，以缩短运距。

将原无底柱分段崩落法 10×10 m的典型方案布置的两个分段合并为一个较高的回采分段，每个回采分段分为上下两层，上层布置凿岩回风进路，下层布置凿岩出矿进路，上下两层进路相互对应，并在空间呈双进路菱形布置，分层凿岩，一段出矿。

在300m长的矿体内，布置人行电梯井和设备井各一条，设备井安设8t慢速绞车简易罐笼。一段段由56m至80m，二段由36m至56m，三段由16m至36m。构成要素见表2-7-23。其它与无底柱分段崩落法典型方案相同，采矿方法见图2-7-30。

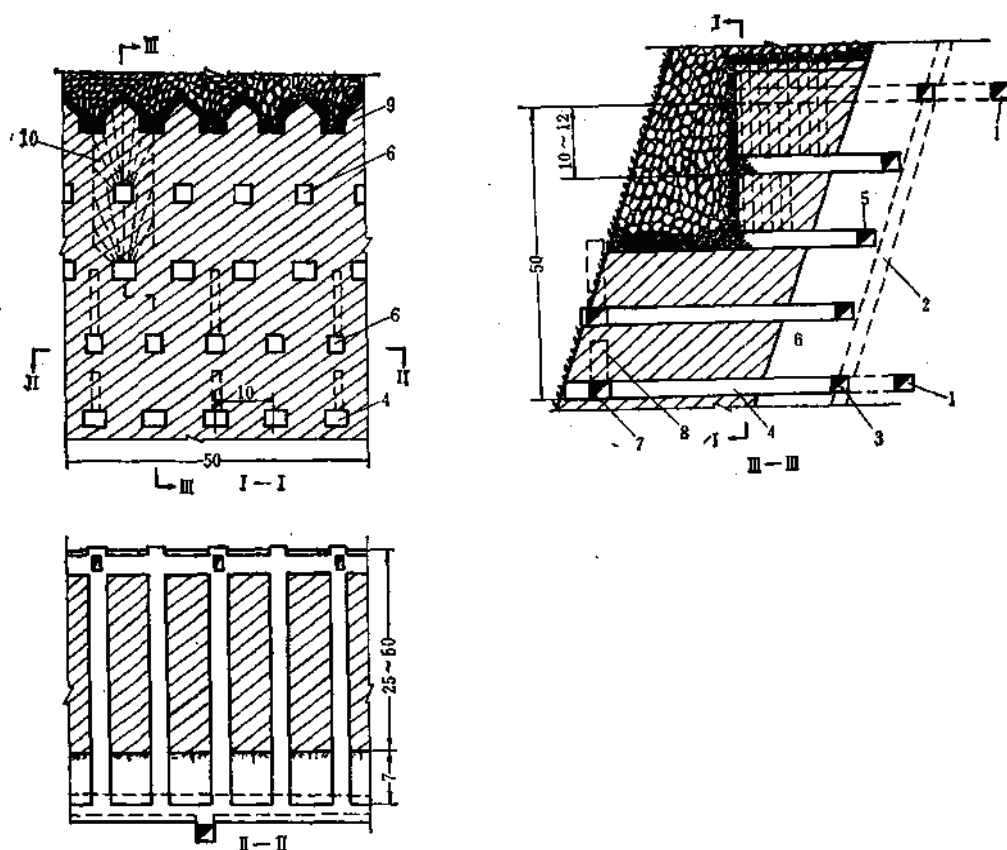


图 2-7-30 溇渚铁矿高端壁无底柱分段崩落法

1—阶段运输平巷；2—溜矿井；3—联络道；4—出矿凿岩进路；5—运输联络道；6—凿岩进路；7—切割平巷；8—切割天井；9—脊部底柱；10—炮孔

切割井位置：上层切割井的位置要避高就低，选择在崩落矿层较低或易于拉通的地方，尽量避免在脊部的下面布置切割井，以减少切割井高度。上下分层的切割槽位置应布置在同一垂直平面内，以解决上分层拉槽时的出碴问题。切割井位置见图2-7-31。

拉槽顺序：切割槽的关键是拉好上分层，拉槽时要尽量为上分层创造良好的拉槽条件。当上下分层的切割槽在同一垂直面时，可先上下爆破切割并附近的炮孔，即先把切割槽拉开，爆破后及时在下分层进路或切割巷道内出矿（破），再沿切割巷道逐排爆破切割炮孔，扩大拉槽范围。

3. 回采

回采顺序是从上往下，从顶盘往底盘，从东翼往西翼推进。矿块内进路齐头退采。凿岩采用YGZ-90中深孔凿岩机，配TJ-25圆盘台架，钻凿向上扇形孔。采用2号岩石炸药，FZY-100风动装药器，非电导爆系统和毫秒雷管挤压爆破。

高墙无底柱分段崩落法矿山实际技术经济指标

表 2-7-27

序号	项 目	矿 山		
		寿王坟铜矿2号矿 体下一阶段	寿王坟铜矿2号矿 体下二阶段	溧水铁矿东矿 大采场
1	2	3	4	5
1	矿块生产能力 (t/d)	500~750	750	200
	矿块生产能力 ($\times 10^4$ t/a)	30.5	38~40	11~12
	开采强度 (t/m ² ·a)	115~145	112~158, 平均133	37.5
2	劳动生产率 (每班)			
	凿岩工 (t)	80	225	76
	出矿工 (t)	120	125	28
	放矿工 (t)	200~250	250	102
	工作面工人 (t)	30	31	12
3	采切比 (m/kt)	4~10	7.2~9.2 (其中辅助斜坡道1.2)	6.3
	(m ³ /kt)	50 (其中辅助斜坡道14.4)	50.2 (其中辅助斜坡道14.4)	53.7
	其中：采准比 (m ³ /kt)	~40	~40	
4	矿石贫化率 (%)	20	15	15~17
5	矿石损失率 (%)	15	15	15~17
6	每千吨矿石劳动量消耗	113	86~97	155~160
	其中：采切 (工班)	28	22~25	30
	落矿 (工班)	25	20	25~30
	出(放)矿(工班)	60	44~52	100
7	回采材料消耗			
(1)	炸药 (kg/t)	0.6~0.7	铵松腊 0.69	2号岩石 0.5
	一次 (kg/t)	0.45	0.40	0.35
	二次 (kg/t)	0.15~0.25	0.29	0.15
(2)	火雷管每吨矿石 (个)	0.15	二次破碎 0.15	0.06
(3)	电雷管每吨矿石 (个)	0.0168	0.0168	0.15
(4)	导火线 (m/t)	0.2~0.28	0.2~0.28	0.13
(5)	导爆线 (m/t)	0.20	0.20	0.4
(6)	合金片 (g/t)	1.39	1.38	0.6
(7)	钻杆($\phi 51$ mm) (kg/t)			
(8)	杆 钢 (kg/t)			0.012~0.02
(9)	坑 木 (m ³ /t)	0.0002	0.00021	
(10)	钢材(筋) (t/万t)	10.5	10.5(1972年)	
(11)	铲运机轮胎每条 ($\times 10^4$ t)	1.25	1.25	5 (T4G)
(12)	保护链(LK-1)每条 (t)	1328	1328	
(13)	各种油料(LK-1) (kg/t)	0.245	0.245	

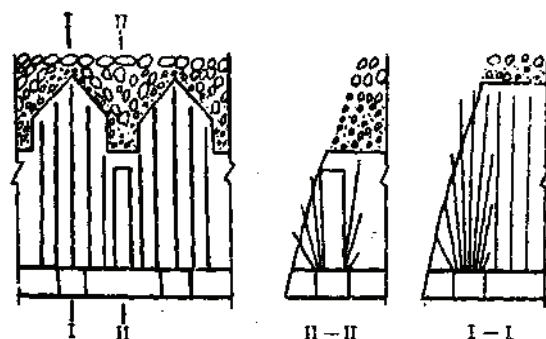


图 2-7-31 上分层切割井的合理位置

先爆上分层，后爆下分层。采用同排孔间隔交错装药和微差爆破技术，防止冒线破坏，带炮埋孔和后冲等问题。

采用ZYQ-14型装运机出矿，每台占用2~3条进路，1~2台装运机占用一条溜井。每个矿块配两台。每次崩矿量2000t，按放矿图表进行放矿，放矿截止品位TFe16%。溜井下部采用ZL-1型振动放矿机装车。

由于粉矿多，透气性差，仅在条件适合时采用爆堆通风。爆堆通风的新鲜风流由下分层出矿进路进入，污风通过爆堆流入上分层凿岩回风进路，最后汇集回风巷道，并在65m凿岩回风进路安装两台28kW轴流风机，作抽出式并联运行。通过三次爆堆透气性测定结果表明，出矿初期和中期，爆堆矿石块度大，透气性好，出矿末期，爆堆粉矿多或含有大量黄泥时，透气性差。

与原无底柱分段崩落法比较，由于上分层凿岩回风进路断面从 12m^2 降至 7.28m^2 ，每年节省采切费用10万元。炸药消耗量降低，每年节省爆破费用6.6万元。采用这种方法后，提高了回采率，降低了贫化率，经济效益好。

技术经济指标见表2-7-27。

7.6 有底柱分段崩落法

7.6.1 适用条件及优缺点

7.6.1.1 适用条件

除崩落法一般适用条件外

- (1) 厚度大于5m的急倾斜矿体或任何倾角的厚和极厚矿体；
- (2) 矿体形态不太复杂；含夹石量不多，不需分采；
- (3) 矿石在出矿过程中不结块不自燃。

7.6.1.2 优点

- (1) 采用不同的回采方案能够适应多种地质条件变化，具有一定的灵活性；
- (2) 开采强度大，生产安全可靠；
- (3) 若采用电耙出矿，设备简单、易于操作和维修；
- (4) 矿块存窿矿石多，有利于矿山均衡生产；
- (5) 设有专用进、回风道，通风效果好。

7.6.1.3 缺点

- (1) 矿块底部结构复杂，采切比大，管理跟不上易造成采掘失调；
- (2) 底柱巷道多，对底柱稳固性有影响，电耙道等维护工作量大；

(3) 放矿管理比较复杂, 若采用电耙出矿, 难以实现控制放矿。

我国有底柱分段崩落法部分矿山开采技术条件见表2-7-28。

7.6.2 主要方案及特点

有底柱分段崩落法经多年生产实践, 已经积累了许多经验, 目前, 成为有色金属矿山开采顶盘围岩不稳固的中厚以上矿体的主要方法之一。

按爆破方向分为垂直层落矿方案、水平层落矿方案、联合落矿方案。

按爆破补偿空间分为挤压爆破方案(又分以采准切割井巷所形成的小补偿空间挤压爆破方案和向松散体侧向挤压爆破方案)和自由空间爆破方案。

目前, 我国应用较广的回采方案是电耙出矿, 垂直层小补偿空间挤压落矿。在具有较高效率凿岩设备时, 尤以中深孔落矿为佳。

此法的优点:

(1) 采矿方法结构简单, 为进一步提高掘进施工的机械化程度创造了条件。

(2) 可充分发挥挤压爆破和限制空间爆破的优越性, 改善崩落质量, 提高矿块生产能力。

(3) 在比较破碎的矿体中, 比采用深孔爆破的凿岩硐室工程量小, 维护比较容易。炮孔变形较小和利用率高, 能更好的保证爆破质量。

(4) 爆破时, 对底部结构的破坏性较小, 有利于电耙道的维护。

其主要缺点是:

(1) 使用条件严格, 灵活性差。

(2) 采用人工装药时, 劳动强度较大, 深孔落矿尤为严重。

水平层落矿或束状孔落矿及联合落矿方案一般作为辅助方案来使用。

水平层落矿对电耙道的安全威胁较大, 在破碎的矿体中, 凿岩天井的掘进很困难, 炮孔变形比较严重, 大块产出率高, 矿块能力受影响。只有在矿石松散破碎不易形成大块时应用效果尚好。

束状孔和水平层联合落矿方案, 在矿体十分破碎, 地压很大, 或矿体中间被老硐穿插, 难以布置单一方式的钻孔时, 不失为一种行之有效的方案。

国外矿山在地压很大的矿体中回采时, 有时采用先落矿后掘电耙道、斗穿、斗颈的回采方案, 以缩短电耙道的服务时间, 保证有效地回收矿石。

国内矿山使用有底柱分段崩落法的典型方案见图2-7-32到2-7-36。

7.6.3 矿块布置和构成要素

7.6.3.1 矿块布置

急倾斜和倾斜矿体, 厚度小于15~20m时, 矿块沿走向布置; 厚度大于15~20m时, 矿块垂直走向布置。

缓倾斜矿体, 一般是布置垂直走向的脉外电耙道; 若矿体倾角大于25°时, 考虑耙矿安全, 也可布置沿走向的电耙道。

7.6.3.2 构成要素

(1) 阶段高度当急倾斜和倾斜矿体时为40~60m; 缓倾斜矿体下盘脉外布置电耙道

表 2-7-28

有 限 柱 分 段 崩 落 法 部 分 矿 山 开 采 技 术 条 件

项 目 名 称	易 门 铜 矿			中 条 山 有 色 金 属 公 司		铜 陵 有 色 金 属 公 司	
	狮 山 分 矿	凤 山 分 矿	魏 子 沟 矿	胡 家 峪 矿	松 树 山 矿	大 姚 铜 矿—坑	
含 矿 岩 石 名 称	泥 质 白 云 岩 及 白 云 岩	青 灰 色、灰 白 色 白 云 岩	硅 化 大 理 岩	南 和 沟 3° 矿 体、硅 化 大 理 岩	黄 铁 矿、磁 黄 铁 矿	长 石 石 英 砂 岩	
f	4~6	6~8	8~12	8~10	3~12	10~14	
倾 角	60°~85°	70°~80°	30°~45°	35°~55°	25°~30°	10°~35°	
厚 度 (m)	3~50	5~60	30~100(水平)	10~15	8~10	1~35	
形 态	规 整	不 规 整	不 规 整	不 规 整	上 盘 不 规 整, 下 盘 规 整	规 整	
稳 固 性	不 稳 固	不 稳 固~稳 固	中 等 稳 固	中 等 稳 固	中 等 稳 固	中 等 稳 固	
矿 石 特 性	不 结 块, 不 自 燃	不 结 块, 不 自 燃	不 结 块, 不 自 燃	不 结 块, 不 自 燃	结 块, 自 燃	不 结 块, 不 自 燃	
岩 石 名 称	青 灰 色 白 云 岩	青 灰 色 白 云 岩	黑 色 片 岩	厚 层 大 理 岩, 钙 质 云 母 片 岩	上 部 泥 巴 大 理 岩, 下 部 大 理 岩	长 石 石 英 砂 岩	
f	6~8	8~8	6~8	4~6, 6~8	3~5	10~14	
稳 固 性	中 等 稳 固	中 等 稳 固	不 稳 固	稳 固、不 稳 固	不 稳 固	不 稳 固	
与 矿 体 界 限	不 明 显	不 明 显	明 显	明 显	明 显	不 明 显~明 显	
岩 石 名 称	泥 质 白 云 岩 和 板 岩	青 灰 色 白 云 岩	黑 色 片 岩	厚 层 大 理 岩、长 英 岩、黑 色 片 岩	角 闪 岩	砂 质 泥 岩	
f	4~6	6~8	6~8	6~9	5~7	6~8	
稳 固 性	不 稳 固	中 等 稳 固	稳 固	中 等 稳 固	中 等 稳 固	不 稳 固~中 等 稳 固	
与 矿 体 界 限	不 明 显	不 明 显	不 明 显	明 显	明 显	明 显	

矿

体

上 盘 围 岩

下 盘 围 岩

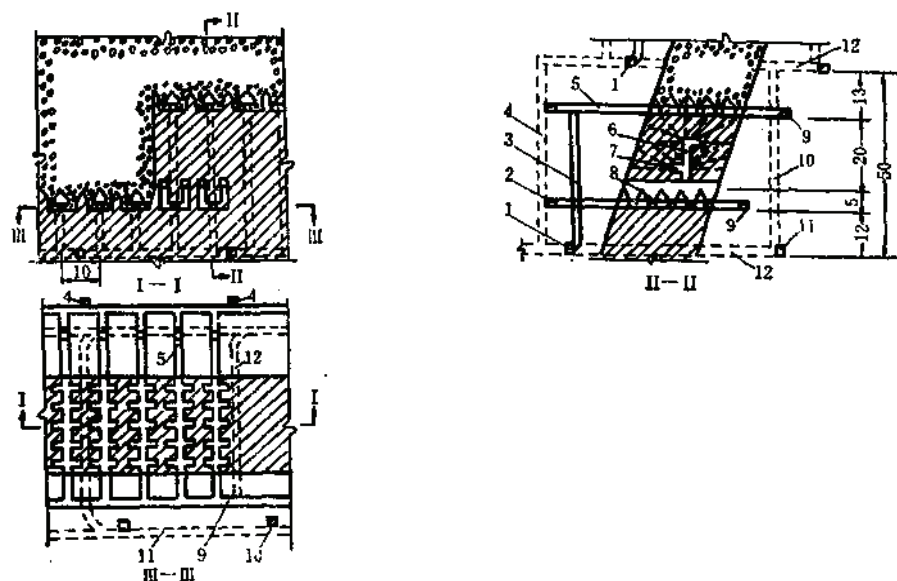


图 2-7-32 易门狮子山有底柱分段崩落法

1—上盘阶段运输平巷；2—上盘电耙联道；3—矿块出矿小井；4—人行材料井；5—电耙道；6—凿岩天井；7—凿岩硐室；8—底部结构漏斗；9—下盘电耙联道；10—回风天井；11—下盘阶段运输平巷；12—阶段穿脉运输平巷

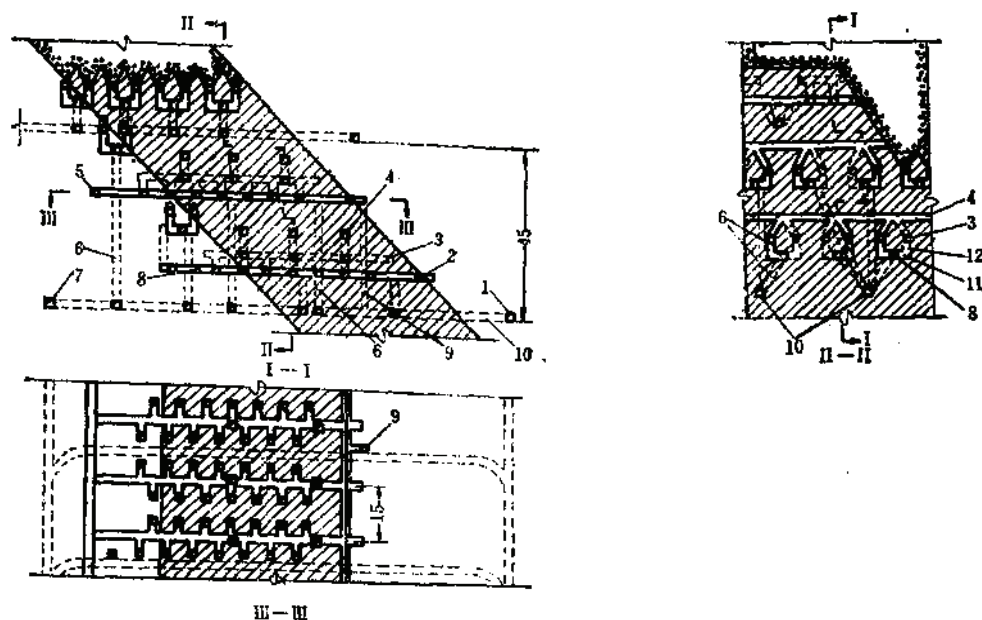


图 2-7-33 篦子沟矿有底柱分段崩落法

1—上盘阶段运输平巷；2—上盘电耙联道；3—矿块出矿小井；4—凿岩巷道；5—下盘电耙联道；6—矿块出矿小井；7—下盘阶段运输平巷；8—电耙道；9—人行材料井；10—阶段穿脉运输平巷；11—漏斗；12—漏斗颈

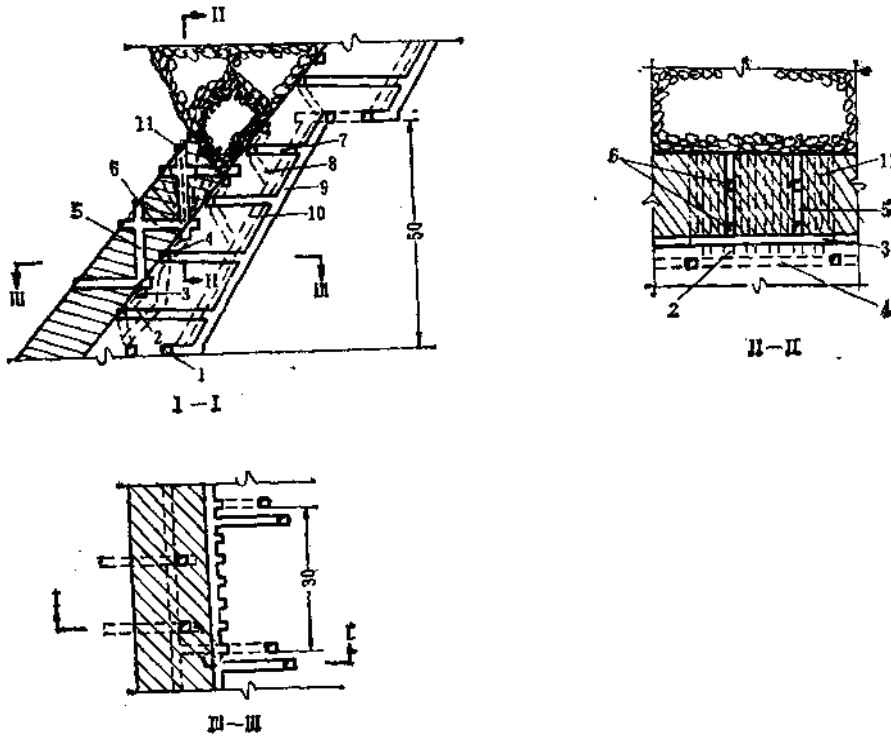


图 2-7-34 胡家峪矿有底柱分段崩落法

1—下盘阶段运输平巷, 2—漏斗颈, 3—磨岩平巷, 4—电耙道, 5—切割天井, 6—切割平巷, 7—联络道, 8—矿块出矿小井, 9—人行材料井, 10—聚矿溜井, 11—炮孔

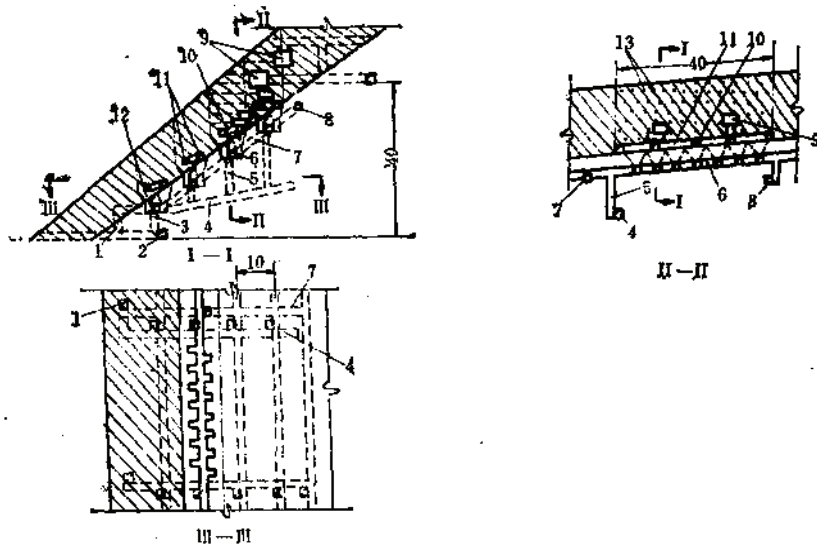


图 2-7-35 铜陵松树山有底柱分段崩落法

1—采区联络天井, 2—下盘阶段运输平巷, 3—转运电耙溜井, 4—转运电耙道, 5—矿块出矿小井, 6—电耙道, 7—联络天井, 8—回风道, 9—磨岩溜井, 10—切割巷, 11—切割平巷, 12—底部结构漏斗, 13—炮孔

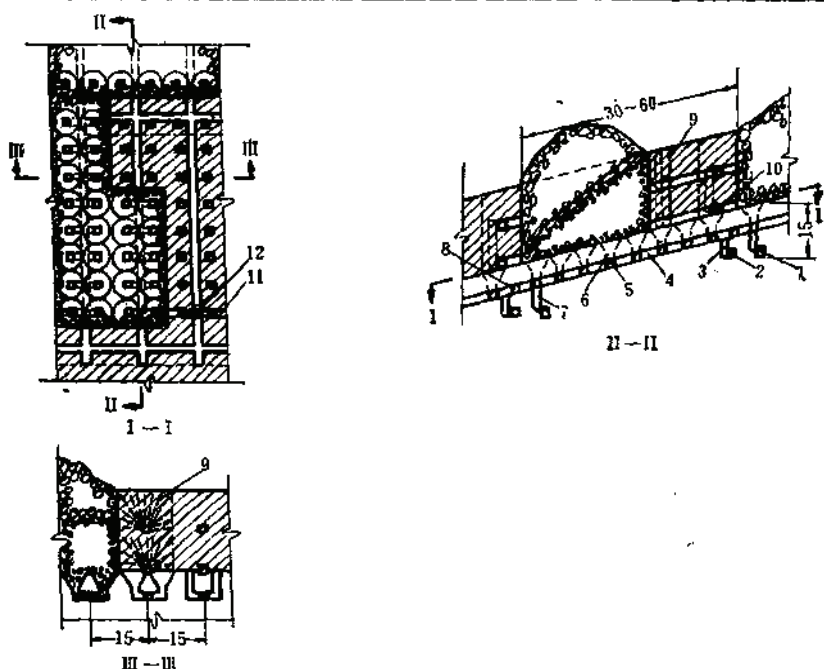


图 2-7-36 大姚铜矿有底柱分段崩落法

1—下盘阶段运输平巷, 2—下盘回风道, 3—回风小井, 4—电耙道, 5—装药横巷, 6—漏斗颈, 7—矿溜井, 8—联络道, 9—炮孔, 10—打眼道联络道, 11—切割平巷, 12—切割天井

时一般为10~20m。

(2) 分段高度当急倾斜和倾斜厚矿体时为20~30m; 倾斜中厚矿体, 脉外布置沿走向电耙道时为10m左右; 缓倾斜矿体下盘脉外布置垂直走向电耙道时, 一般不分段。

(3) 凿岩分层高度采用深孔钻机时不大于15~25m; 采用中深孔凿岩机时不大于8~15m。

(4) 矿块宽度一般为10~15m。

(5) 矿块长度当水平耙矿时, 一般为20~40m; 下盘脉外倾斜耙矿时, 可达50m。

(6) 底柱高度(不包括出矿小井), 采用漏斗式为5~8m; 采用铗沟式为10~13m。

有底柱分段崩落法底部结构应用最广的是普通漏斗放矿电耙出矿形式、铗沟漏斗放矿电耙出矿形式、普通漏斗振动放矿机放矿形式。

部分矿山电耙出矿矿块构成要素见表2-7-29, 底部结构参数实际资料见表2-7-30。

部分矿山电耙出矿矿块构成要素

表 2-7-29

项 目 名 称	易 门 铜 矿		中条山有色金属公司		铜陵有色金属公司松树山矿	大姚铜矿一坑
	狮子山分矿	凤山分矿	狮子沟矿	胡家峪矿		
矿块布置形式	垂直走向布置	垂直走向布置	垂直走向布置	沿走向布置	沿走向布置	垂直走向布置
阶段高度(m)	50	50	45	50	40	15
分段高度(m)	25	25	22.5	10~12	8~10	单段
打眼分层高度(m)	水平层	水平层	10	10~12	水平层	8~10
矿块宽度(m)	10	10	15	10~15	10	12~15
矿块长度(m)	30~50	25~60	25~30	25~30	40	30~50

部分矿山矿块底部结构参数实际资料

表 2-7-30

项 目 名 称		易 门 铜 矿		中条山有色金属公司		铜陵有色金属	大姚铜矿
		狮子分矿	凤山分矿	篦子沟矿	胡家峪矿	公司松树山矿	一 坑
底部结构类型		普通漏斗 电耙出矿	普通漏斗 电耙出矿	垂直漏斗 电耙出矿	垂直漏斗 电耙出矿	普通漏斗 电耙出矿	普通漏斗 电耙出矿
底部结构所在位置		矿 体 中	矿 体 中	矿体中和下 盘围岩中	下盘围岩中	下盘围岩中	下盘围岩中
底部结构高度(不计 出矿小井)(m)		6	6	10~12	7	5~7	7~8
电 耙 道	间 距 (m)	10	10	15	10~15 (水平梭形)	10	12~15
	耙矿距离 (m)	30~50	25~60	25~30	25~30	40	30~50
	电 耙 (kW)	30	30	30~55	30	30	55
	耙矿道规格 (宽×高) (m)	2×1.8	2×1.8	2.4×2.5	2.5×2.5	2.5×2.2	2.3×2.3
	支护型式	木支护	木支护	喷锚网或钢 筋混凝土	喷混凝土, 素混凝土, 钢筋混凝土	钢筋混凝土	喷锚网或钢筋 混凝土
	电耙绞车硐室 (长×宽) (m)	2.5×2.5	2.8×3	2.8×2.8	2.8×2.8	2.8×2.8	3×3
漏 斗	排列型式	对 称	对 称	交 错	单侧漏斗	交 错	对 称
	间 距 (m)	5	5	6~7.5	5.5	5	6~7.5
	斗穿规格 (m)	2×1.8	2×1.8	2.4×2.5	2.5×2.5	2×2	2.1×2.1
	斗颈规格 (m)	1.8×1.8	1.8×1.8	2.4×2.4	2.5×2.5	1.6×1.6	2×2
	坡 面 角	50°~60°	50°~60°	50°~60°	60°	55°~60°	55°~60°
出 矿 小 井	高 度 (m)	8~35	7~32	10~30	兼矿斜井	兼矿电耙道 (小井最底群)	5~6
	断 面 (m ²)	1.8×1.8	2×1.8	2×2	2.5×2.5	2×2(指小井)	2×2
	支护型式	不支或木支护	不 支 护	不 支 护	不 支 护	不 支 护	素混凝土支护

7.6.4 采 准 切 割

(1) 为了提高矿块出矿和运输能力, 阶段运输平巷可采用环形运输系统, 布置双巷, 一般采用穿脉装车, 穿脉间距30~60m。当开采急倾斜中厚矿体, 矿块产量不大时, 一般在下盘脉外布置双轨单巷。

(2) 矿块的出矿溜井布置一般应与阶段运输平巷相适应, 多数矿山布置在矿体下盘或阶段穿脉中, 特殊情况也可布置在矿体上盘。矿块出矿溜井布置有电耙道独立溜井, 矿块分支溜井和有聚矿巷道的盘区集中溜井三种形式。目前应用最多的是电耙道独立溜井。

(3) 采准天井及联络巷道主要为矿块供人行、通风和运送材料设备。目前主要有矿块式、采区式和阶段式三种布置形式。应用较多的是第二种。第三种一般在矿体走向不太长, 赋存比较稳定, 缓倾斜矿体矿块垂直走向布置时采用。后两种一般在电耙层设有联络道

铺设轨道, 以利于材料设备运搬机械化和减轻工人的体力劳动。

(4) 矿块采用垂直层小补偿空间落矿时, 其切割槽是竖向的, 要求切割空间分布比较均匀, 一般是沿矿块的长轴方向10~12m左右布置一个垂直立槽。水平层落矿时, 其主要切割空间的位置在拉底层。缓倾斜矿体采用整分条崩落法时, 矿块中矿体最凸起的部位应设有切割槽。急倾斜、倾斜中厚矿体, 矿块沿走向布置时, 矿块中矿体最厚部位应设有切割槽。

7.6.5 回 采

7.6.5.1 回采顺序及其选择原则

1. 回采顺序

矿体沿倾斜总的回采顺序是自上而下进行; 沿走向在阶段内有单翼后退式回采、双翼后退式回采、前进式回采和阶段内分成若干采区进行回采; 对相邻的平行矿体一般由顶到底地进行回采。

2. 阶段内沿走向回采顺序的选择原则

- (1) 有利于回采工作线的充分利用, 使其达到较高的开采强度;
- (2) 尽量减少或避免压力集中带, 以确保安全和防止回采过程复杂, 充分回收资源;
- (3) 回采顺序与通风系统相适应, 确定通风系统也要考虑回采顺序的合理性。回采顺序一般应与主风流方向相反, 以获较好的通风效果。

我国使用有底柱分段崩落法的矿山大多数采用单翼后退式回采, 少数矿山采用双翼后退式回采, 个别矿山采用沿走向划分成若干采区进行回采。前进式回采使用较少。

7.6.5.2 落 矿

1. 落矿

落矿方案形式较多, 设计应根据具体条件选用。垂直层小补偿空间挤压爆破落矿见图2-7-37、图2-7-38; 水平层挤压爆破落矿见图2-7-39、图2-7-40; 垂直层与水平层联合落矿见图2-7-41; 垂直层侧向挤压爆破落矿见图2-7-42、图2-7-43。

此外, 还有自由空间爆破落矿和药室爆破落矿。

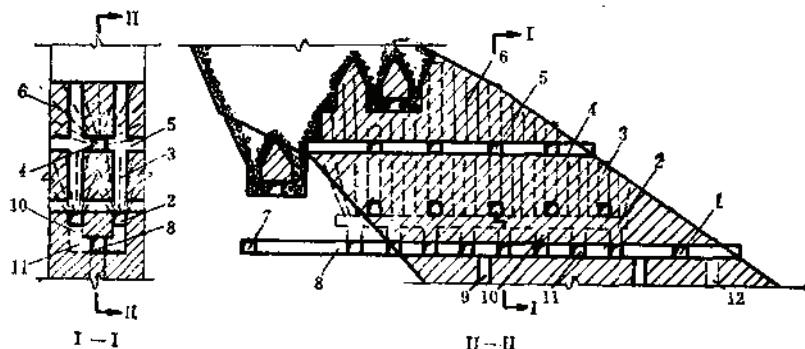


图 2-7-37 垂直层小补偿空间挤压落矿方案

1—上盘电耙联道; 2—整沟巷道; 3—切割天井; 4—凿岩巷道; 5—切割平巷; 6—炮孔; 7—下盘电耙联道; 8—电耙道; 9—矿块出矿小井; 10—漏斗颈; 11—漏斗穿; 12—人行材料井

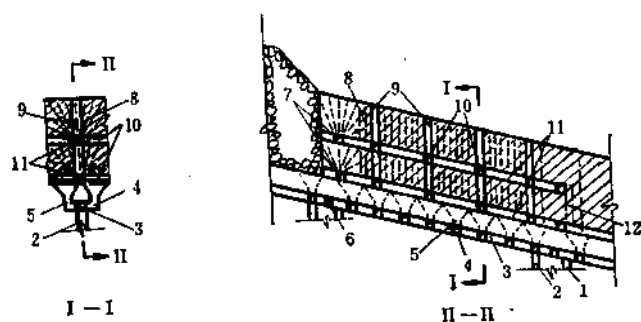


图 2-7-38 垂直层小补偿空间挤压落矿方案

1—回风小井；2—矿块出矿小井；3—电耙道；4—漏斗穿；5—漏斗颈；6—电耙道联络道；7—打眼道联络道；8—炮孔；9—切割天井；10—切割平巷；11—打眼巷道；12—联络井

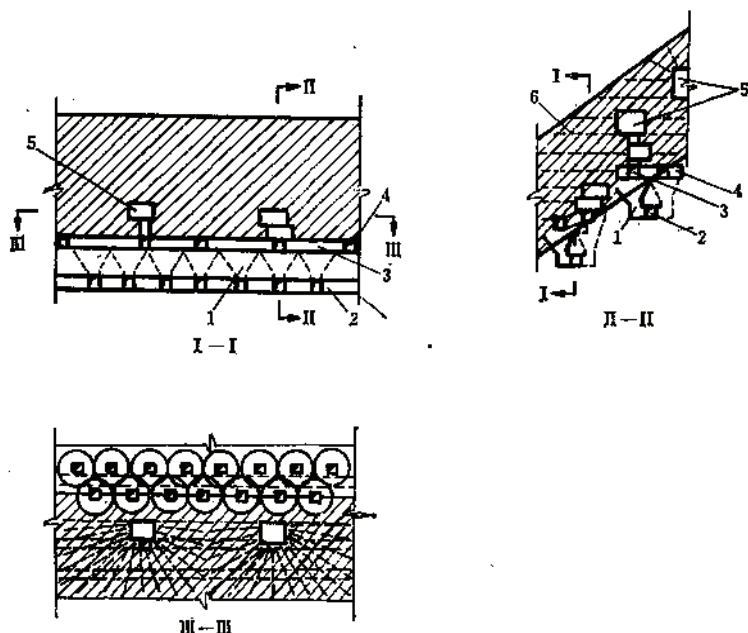


图 2-7-39 水平层挤压爆破落矿方案

1—漏斗；2—电耙道；3—切割平巷；4—切割横巷；5—凿岩硐室；6—炮孔

设计一般采用挤压爆破中的垂直层落矿、水平层落矿和联合落矿。自由空间爆破落矿和药室爆破落矿很少采用。

2. 凿岩

回采凿岩一般都采用中深孔或深孔钻机。中深孔的孔径为55~75mm，孔深不大于15m，排距一般为1.2~2m，孔底距一般为排距的1~1.15倍。深孔的孔径一般为95~110mm，孔深不大于25m，排距一般为2.5~3.5m，孔底距为排距的1~1.15倍。拉槽孔由于爆破夹持力比较大，其排距应比正常落矿孔小些，一般为正常落矿孔排距的0.7~0.8倍。

3. 爆破

设计一般均采用挤压爆破。挤压爆破补偿空间系数一般为12~20%。

部分矿山凿岩爆破参数实际资料见表2-7-31。

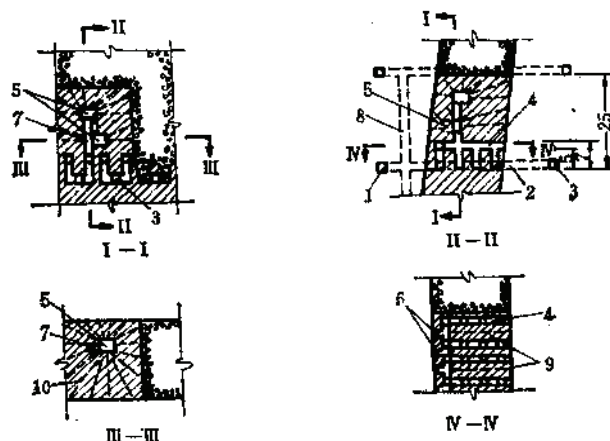


图 2-7-40 水平层挤压爆破落矿方案

1—上盘电耙铁道；2—电耙道；3—下盘电耙铁道；4—拉底巷道；5—落矿凿岩室；6—拉底凿岩室；7—凿岩天井；8—矿块出矿小井；9—破柱炮孔；10—落矿炮孔

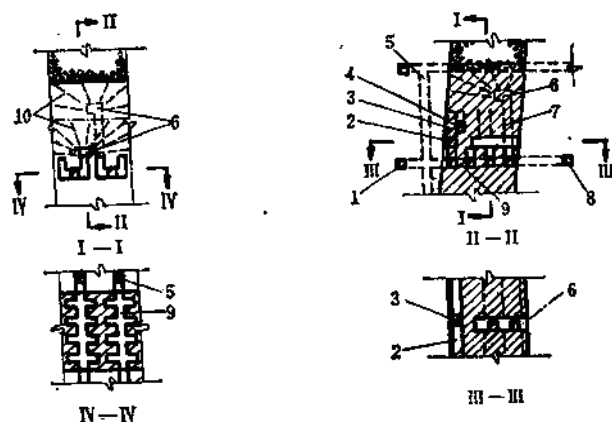


图 2-7-41 垂直层与水平层联合落矿方案

1—上盘电耙铁道；2—切割平巷；3—切割天井；4—凿岩巷道；5—矿块出矿小井；6—凿岩室；7—凿岩天井；8—下盘电耙铁道；9—电耙道；10—炮孔

7.6.5.3 放矿

根据各矿块的出矿条件确定合理的放矿顺序（从上到下、从底盘到顶盘），按照所选取的放矿顺序和覆岩下放矿时矿石的移动规律，确定合理的放矿制度（等量均匀顺序放矿，一次全量依次放矿）。当崩落矿石层高度较大时，宜采用等量均匀顺序放矿，反之宜采用一次全量依次放矿制度。

放矿应按照所确定的放矿顺序、放矿制度及适应覆盖岩下放矿的矿石移动规律，编制各矿块（电耙道）的放矿图表。

为使在放矿过程中沿矿体走向矿石与废石接触面保持一定状态（水平、倾斜）下降，在安排各矿块出矿时要考虑相邻矿块的出矿情况。上下分段同时出矿时，上分段超前的水平距离应不小于分段高度的1.5倍。

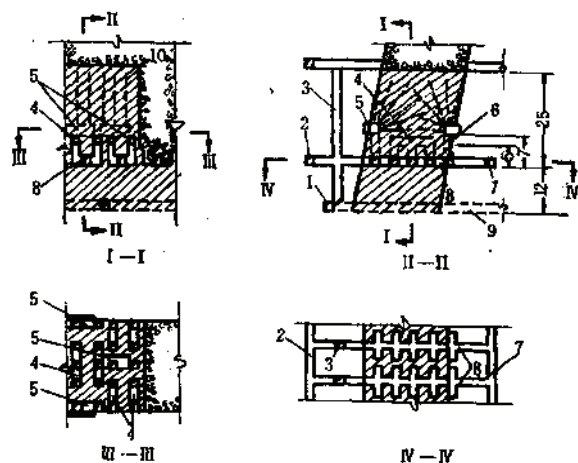


图 2-7-42 垂直层侧向挤压爆破落矿方案

1—上盘阶段运输平巷, 2—上盘电耙道, 3—矿块出矿小井, 4—拉底巷道, 5—凿岩室, 6—凿岩天井, 7—下盘电耙道, 8—电耙道, 9—阶段穿脉运输平巷, 10—炮孔

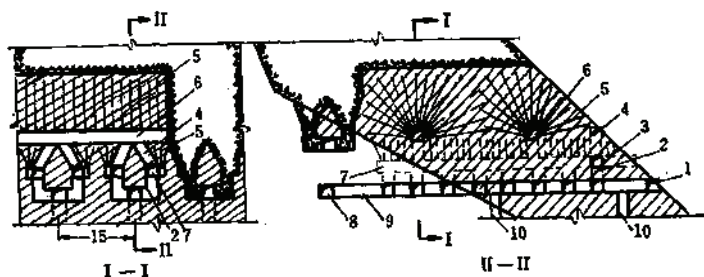


图 2-7-43 垂直层侧向挤压爆破落矿方案

1—上盘电耙道, 2—漏斗颈, 3—切割平巷, 4—切割天井, 5—炮孔, 6—打眼巷道, 7—型沟巷道, 8—下盘电耙道, 9—电耙道, 10—矿块出矿小井

7.6.6 覆盖层形成及地压管理

(1) 覆盖层形成同7.4和7.5节

(2) 地压管理要注意在回采过程中若形成了较大范围的空区, 必须及时采取措施处理, 以免给生产造成危害; 注意合理的开采顺序避免压力过分集中; 实行强化开采缩短开采周期; 设专职人员对地压活动, 陷落区的岩石移动情况进行观测预报, 掌握情况采取措施防止造成危害。

7.6.7 矿块通风

要求电耙道有新鲜的贯穿风流通过, 其风速应达到 0.5m/s 以上, 且风向与耙矿方向相反。为此许多矿山都在电耙层设有专用进、回风道并与总进、回风系统相接。有些矿山还采用了抽压结合的通风方式也取得了良好的效果。

7.6.8 分段底柱回采

用有底柱分段崩落法开采急倾斜或倾斜厚大矿体时都有分段底柱回采的问题。在分段

部分矿山凿岩爆破参数实际资料

表 2-7-31

项 目 名 称	易 门 铜 矿		中条山有色金属公司		铜陵有色 金属公司 松树山矿	大姚铜矿
	新山分矿	凤山分矿	德子沟矿	胡家峪矿	—	抗
落矿方案	垂直层、水平层、 挤压、半挤压	水平层、挤 压、半挤压	垂直层、挤压	垂直层、挤压	水平层、挤压	垂直层、挤压
起爆网路系统	非电	非电	电起爆	非电、电起爆	非电	非电
炮孔直径 (mm)	105~110	105~110	68~72	65~72	100	65~72
炮孔深度 (m)	10~20	7~20	5~15	10~13	10~12	8~12
最小抵抗线w (m)	3~4	3	1.8~2	1.6~1.8	2	1.2~1.5
孔底距 (m)	1~1.25W	1.1~1.2W	1~1.15W	1~1.1W	1~1.25W	1.2~1.4W
每m炮孔崩矿量 (t)	12~15	10~12	5~6	4.5~5.5	7~8	4~5
爆破补偿空间系数K (%)	12~20	20左右	15~20	15~20	20左右	12~20
爆破补偿空间所在位置	竖向拉槽, 拉底层	拉底层	竖向拉槽	竖向拉槽	拉底层	竖向拉槽
挤压爆破一次崩矿量 (万t)	2~4	1.5~3	3~5	1~2	0.5~2	0.5~3
挤压爆破切割槽间距 (m)	/	/	15~18	10~12	/	10~15
矿块出矿合格块度 (mm)	500	500	500	500	400	450
大块产出率 (%)	/	/	5~10	5~10	30	/

底柱中坑道密集,并经过落矿、出矿、二次破碎等过程使其受到了强烈的震动与破坏,其稳固程度大大降低,回采条件一般比较差。

(1) 当分段中的某矿块出矿结束后,有条件在电耙道中打眼落矿时,可在电耙道中向桃形矿柱和漏斗间柱打垂直扇形中深孔,并在电耙道之间的三角矿柱的两端开凿岩硐室,在硐室中打水平深孔与桃形柱、漏斗间柱一起崩矿。

(2) 利用下一分段与其相对应矿块的凿岩巷道,隔一定距离向上开凿天井和凿岩硐室,在硐室中向上分段底柱打束状孔与下分段同时崩矿。

(3) 利用下分段的凿岩巷道向上开凿天井后再掘进水平凿岩巷道,并在其中打垂直扇形孔与下分段落矿的同时崩落上分段底柱。

(4) 对倾斜厚大矿体,矿块垂直走向布置,其底盘三角矿柱的回采,可在脉外底盘加设沿走向的水平底部结构和凿岩巷道回采,见图2-7-37。

7.6.9 矿 山 实 例

7.6.9.1 易门铜矿易山矿有底柱分段崩落法

1. 开采技术条件

矿体和围岩断层多,节理裂隙发育,稳固性差。在回采过程中,一般三个月后即发生地压激增现象。开采技术条件见表2-7-28。

2. 采准切割

矿块垂直走向布置,构成要素见表2-7-29。阶段运输采用上、下盘布置沿脉巷道及穿脉巷道构成环形运输系统,穿脉巷道间距40~60m。沿矿体走向划分成几个采区进行多翼回采。每个采区都布置人行、材料、通风等采准工程。各分段水平都相应地布置上、下盘联络道与电耙道、人行、材料井和总进

回风系统相通。

3. 回采

采用垂直扇形、水平或束状深孔挤压落矿，YQ-100钻机在硐室中凿岩，孔径105~110mm，孔深一般不大于20m，最小抵抗线3~3.5m。非电起爆网路系统起爆，爆破补偿空间系数为15~20%。28~30kW电耙带两个0.15m³耙斗耙矿。

4. 强化开采

由于矿岩破碎，地压大，来压早，过去矿块生产周期达12个月以上，生产能力低，采准、备采矿量保有期分别为1年和半年，当采切工程施工后，破坏了矿岩的完整性，增大了地压，给采矿造成了一系列困难，造成采矿成本高，企业连年亏损，且长期达不到生产能力。

在生产实践中该矿掌握了地压变化规律，即在大的地压来临之前，岩石有一个相对稳定阶段，一般三个月左右。据此该矿提出用强掘、强采、强出的三强组织生产，使矿块的切割、落矿和出矿工作抢在大的地压来临之前。结果使矿块的生产周期缩短为6个月左右；采准矿量减为半年，备采矿量减为三个月左右，提高了矿块日出矿能力，减少同时作业矿块数；降低了损失率、贫化率和生产成本，很快超过了设计生产能力。主要技术经济指标见表2-7-32。

7.6.9.2 篦子沟铜矿有底柱分段崩落法

(1) 开采技术条件见表2-7-28。

(2) 矿块垂直走向布置，底盘三角矿柱设脉外沿走向电耙道回采。矿块构成要素见表2-7-29。

部分有底柱分段崩落法矿山技术经济指标

表 2-7-32

项 目 名 称		易 门 铜 矿		中条山有色金属公司		铜陵有色 金属公司 松树山矿	大姚铜矿 一 坑
		新山分矿	凤山分矿	篦子沟矿	胡家峪矿		
矿块出矿能力 (t/d)		200~250	200~250	200~300	200~300	200~250	180~220
掌子面工人工班劳动生产率 (t)		65~95	50~70	30~40	30~35	35~40	25~35
损失率 (%)		5~10	10~22	14~25	10~15	20~27	25~35
贫化率 (%)		20~30	28~35	20~30	15~20	15~20	20~30
凿 岩	凿岩机 打孔方式	YQ-100 垂直扇形、水 平、束状孔	YQ-100 水平、束状孔	YGZ-90 垂直扇形孔	YGZ-90 垂直扇形孔	YQ-100 水平扇形孔	YGZ-90 垂直扇形孔
	效率每台班 (m)	8~12	8~12	20~28	20~25	7~10	15~20
耙 矿	电 耙 (kW)	30	30	30~55	30	30	55
	耙矿方式	水平耙	水平耙	水平耙	水平耙	水平、倾斜耙	倾斜耙
	耙运距离 (m)	30~50	25~60	25~30	25~30	40	30~50
效率每台班 (t)		70~90	70~90	70~100	70~100	70~90	60~80
回 采 材 料 消 耗	炸 药 (kg/t)	0.35~0.5	0.37~0.54	0.4~1.0	0.6~0.75	0.4~0.6	0.4~0.5
	雷 管 (个/t)	0.2~0.35	0.06~0.1	0.025~0.3	0.025~0.3	0.3~0.4	0.05~0.07
	导火线 (M/t)	0.4~0.7	0.12~0.25	0.2~0.5	0.2~0.7	0.4~0.7	0.2~0.3
	导爆线 (m/t)			0.2~0.3	0.22~0.3		
	钎 钢 (kg/t)	0.004~0.023	0.002~0.013		0.19~0.33	0.02~0.04	0.4~0.6
	合金片 (g/t)	0.3~0.6	0.3~0.8				4~5
	坑 木 (m ³ /t)	0.0044 ~0.009	0.0012 ~0.0018			0.002~0.003	0.0004 ~0.0006
成 本	原矿成本每吨 (元)	18.45~19.05		14~19	17~18	18~20	18~20

阶段运输为上、下盘沿脉巷道加间距为30m的穿脉构成环形运输系统。每条穿脉靠顶盘处设一人行、材料井和各电耙层的联络道相通。每隔一条穿脉靠下盘处设一小井，作为施工电耙层下盘联络道及其它回风工程用。电耙道长度不大于40m，超过40m时中间增设出矿小井。

(3) 回采采用垂直扇形中深孔小补偿空间挤压落矿，YG-80，YG-90 凿岩机凿岩，孔径68~72mm，孔深不大于15m，最小抵抗线1.8~2m。电爆网路系统起爆，爆破补偿空间系数12~18%。28~30kW电耙配0.3m³耙斗出矿。技术经济指标见表2-7-32。

7.6.9.3 大吨钢矿一坑有底柱分段崩落法

(1) 开采技术条件见表2-7-28。

(2) 矿块垂直走向布置，倾斜电耙道布置在下盘脉外。矿块构成要素见表2-7-29。

采准特点是：阶段高度为15m，脉外下盘单巷双轨阶段运输道。电耙层设有电耙联络道并铺轨。打眼层设有打眼联络道。阶段运输平巷到电耙层通过设在矿体两翼的人行，设备材料及通风上山联系，另在矿体中间部位设有人行井。在电耙道的末端设有专用回风道并直接与总回风系统相接。

技术经济指标见表2-7-32。

7.7 阶段强制崩落法

7.7.1 适用条件及优缺点

7.7.1.1 适用条件

除崩落法一般适用条件外，尚适用下述条件：

- (1) 矿体厚度大于10~15m的急倾斜矿体或任何倾角的极厚矿体；
- (2) 对矿岩稳固性要求不严格。矿石以中等以上稳固为好，围岩以保证在开凿补偿空间时不会提前崩落而增加贫化为好；
- (3) 矿体形态最好是比较规整，否则贫化和损失大。若围岩有矿化现象时，是比较理想的条件。

7.7.1.2 优点

- (1) 效率高、开采强度大、劳动生产率高；
- (2) 采准工作量小，采矿成本低。

7.7.1.3 缺点

- (1) 要求放矿严格，如果管理不善，损失贫化大；
- (2) 大块矿石多，二次破碎工作量大；
- (3) 若采用强制崩落形成覆盖层时，工程量大，投资多；采用电耙出矿时，覆盖层厚度控制困难。

7.7.2 主要方案及特点

阶段强制崩落法的实质是在阶段全高上划分成一个或数个凿岩分段，按阶段或分段进行强制崩落矿石，以阶段全高在崩落的覆盖岩下进行大量放矿。

7.7.2.1 主要方案

按回采爆破方向分为垂直层落矿方案、水平层落矿方案和联合落矿方案。

按补偿空间形成分为连续回采方案、补偿矿房方案。

按落矿方式分为深(中)孔落矿方案、浅孔落矿方案、药室落矿方案和联合落矿方

案。后三者设计较少采用。

7.7.2.2 方案简述

1. 垂直层落矿方案

采用垂直扇形、平行深孔或中深孔进行侧向挤压爆破。垂直层落矿按凿岩高度分为阶段凿岩和分段凿岩。阶段凿岩时，孔深达30~40m，因深孔偏斜较大，因此，通常采用分段凿岩的中深孔落矿。

有向松散体落矿或切割槽（井）落矿两种方案供选用。

（1）向松散体挤压落矿方案适用条件：用来开采赋存条件较稳定、较规整的中厚以上矿体；对矿石稳固程度要求以上次爆破不会破坏本次落矿工程为前提；松散矿岩部位和面积变化不大，以保障挤压爆破效果。

（2）切割槽（井）落矿方案适用条件：用来开采中厚及厚矿体，要求矿石稳固程度以掘切割槽（井）时不需支护为宜；由于切割槽（井）布置位置比较灵活，故能够适应厚度变化大的矿体，主要用于阶段开采的第一个矿块，为以后采用向松散体挤压爆破创造条件。

垂直层落矿方案优点：

（1）结构比较简单，扩槽施工方便，若采用侧向挤压落矿不需专为落矿开凿补偿空间，其采切比可比切割槽（井）落矿方案降低2~5%；

（2）便于采用挤压爆破，改善崩矿质量，电耗效率高，为提高矿块生产能力提供了有利条件；由于采用挤压爆破，对底柱破坏小；

（3）矿石节理发育破碎时，比水平炮孔变形小，错位小，易于保证爆破质量。

缺点：

（1）侧向挤压落矿有时受条件限制，灵活性差。每次爆破后，需要松动放矿才能进行下一次爆破；

（2）切割槽（井）落矿的切割、回采工程施工比较复杂、通风条件较差；

（3）初期进行挤压落矿需开凿较大的空间，当矿石不稳固时，空间开凿和维护较困难。

垂直层落矿适用范围较广，如果同时使用上述两种挤压爆破方案，各方案的优点可以充分发挥，效果将更好。无轨采矿时，设计应选用这种方案。垂直层落矿方案见图2-7-44。

2. 水平层落矿方案

在矿块底部进行较大面积的水平拉底形成补偿空间，在天井凿岩硐室或巷道打水平炮孔进行落矿。水平层落矿可以弥补垂直层落矿方案的缺点。但爆破对底部结构破坏作用较大，大块产出率高，矿块生产周期较长。若矿石破碎时，补偿空间开凿较困难，安全性差，炮孔变形大，挤压爆破效果差。水平层落矿方案见图2-7-45。

水平层落矿方案适用于矿石中等以上稳固，水平厚度一般大于20m的矿体。

3. 联合方案

由两种以上落矿方法或阶段强制崩落法与其它方法联合组成的新方案。联合方案不涉及方案本质。目前，国内使用较多的有垂直层与水平层联合落矿方案；水平层与束状孔联合落矿方案；还有本方法与空场法组合的多种联合方案等。

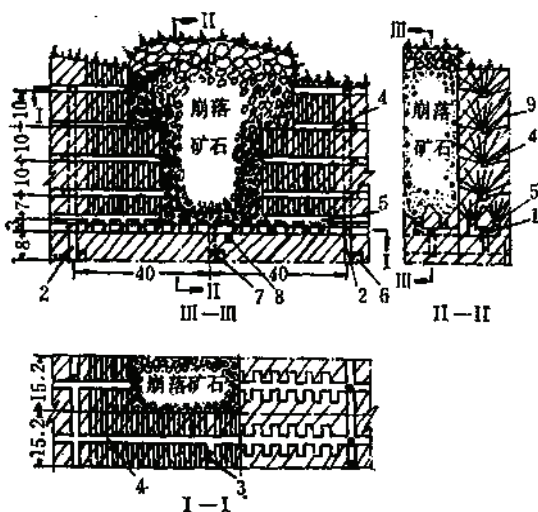


图 2-7-44 垂直层侧向挤压落矿方案阶段强制
崩落法

1—电耙道；2—溜井；3—人行井（1~4个矿块一个）；
4—凿岩巷道；5—整沟巷道；6—运输平巷；7—提升井；
8—回风巷道；9—炮孔。

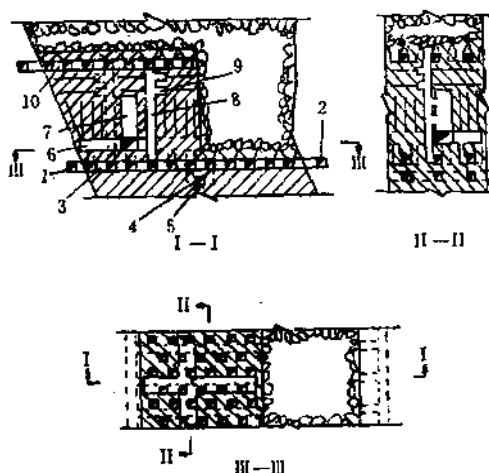


图 2-7-46 联合落矿方案阶段强制崩落法

1—阶段运输平巷；2—回风电耙联络道；3—电耙道；
4—聚矿电耙道；5—聚矿溜井；6—切割凿岩巷道；
7—切割天井；8—凿岩天井；9—凿岩硐室；10—阶段回风电耙道

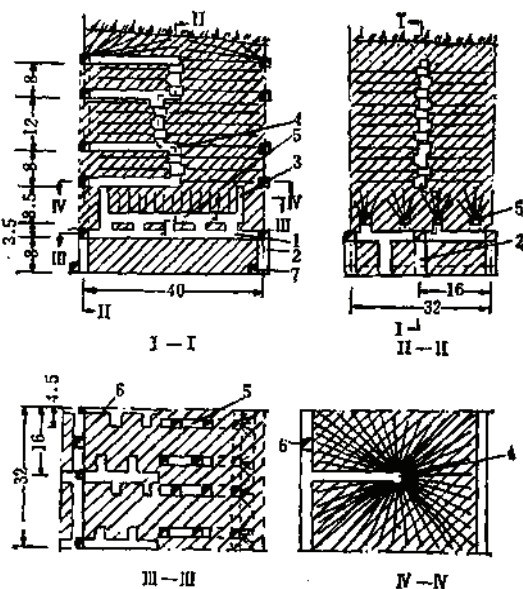


图 2-7-45 水平层落矿方案阶段强制崩落法

1—电耙道；2—溜井；3—整沟切割井；4—雷岩天井硐室；5—整沟巷道；6—人行井；7—穿脉平巷

联合方案适用范围广，对于矿体地质条件复杂多变时，比较机动灵活，因地制宜，又可充分发挥各种回采设备的优点，是有发展前途的方案之一。垂直层与水平层联合落矿方案见图2-7-46。

7.7.3 矿块布置和构成要素

7.7.3.1 矿块布置

矿体厚度小于20~40m时,矿块沿走向布置,其长度为20~60m,宽度等于矿体厚度。

矿体厚度大于20~40m时,矿块垂直走向布置,其长度为25~50m,宽度为20~40m。

7.7.3.2 构成要素

(1) 本法阶段高度受到一定条件的限制, 阶段高度过大, 上盘不稳固的岩石会引起超前贫化, 尤其对沿走向布置矿块时更为严重, 同时, 会延长矿块的回采时间, 对底部结构维护不利。

阶段高度一般为50m, 矿体形态变化大倾角缓时取40~50m, 矿体规整倾角陡时取50~60m。

(2) 增大矿块的水平面积, 对采用无轨回采的阶段强制崩落法意义不大。这种方法属单步骤回采, 不像房式采矿法那样, 增大矿块水平面积有减少间柱矿量比重的作用。在这种方法中, 增大矿块水平尺寸能增大一次崩矿量, 从而减少由于分次爆破所需的辅助作业时间和工作量, 但这对分次爆破的挤压崩矿无关紧要, 相反会延长矿块的准备时间。

(3) 底部结构形式较多, 设计根据出矿设备、矿岩稳固性和回采方式等确定。目前, 一般选用电耙放矿结构、振动放矿机放矿结构和平底结构。构成要素参考表2-7-33选用, 底部结构参数参考表2-7-34选用。

部分阶段强制崩落法矿山矿块构成要素

表 2-7-33

序号	矿山名称回采方案	构成要素 (m)						
		矿块尺寸 长×宽×高	阶段高度	分段高度	底柱高度	溜矿井间距	风井间距	人行设备井 间距
1	铜陵狮子山铜矿垂直扇形孔为主联合落矿方案	矿厚×12.5×30 ~40	30~40 以40为主	10~13	7	电耙溜井12.5 主溜井50	每个电耙溜井 1个回风井, 与专用回风道 相通	12.5
2	桃林铅锌矿水平扇形中深孔落矿方案	50×矿厚×40	40	10	12	50	50	50
3	小寺沟铜矿铜矿体垂直扇形深孔落矿方案	矿厚×25×40	40~55	10~15	0	50	25 上盘一个	25 下盘一个 兼风井
	小寺沟铜矿铜矿体垂直扇形深孔落矿方案	40×25×40	55	10~15	0	50	25	25
4	观音山铁矿南部Ⅱ号矿体垂直扇形孔落矿方案	60×矿厚×50	50	10~11	8	120	120	120 2个矿块 共用
5	会理铁矿中深孔落矿方案	矿厚×14~16×50 或 20~32×矿厚×50	50		12~14			
			50		12~14			

部分阶段强制崩落法矿山矿块底部结构参数

表 2-7-34

序 号	矿山名称回采方案	底 部 结 构	二次破 碎巷道	底柱 高度 (m)	溜 斗			电 耙 溜			斗穿 规格 (m ²)	斗颈 规格 (m ²)
					排列 方式	间距 (m)	坡面角 (°)	间距 (m)	断 面 (m ²)	耙运距离 (m)		
1	铜陵狮子山铜矿垂直扇形孔为主联合落矿方案	电耙漏斗 振动放矿机 电动铲运机	电耙道 装矿巷道	7 6~8 6~8	交错 布置	5~6 8 8	60	10~13	2×2	30~50	1.8× 2.0	2×2
2	桃林铅锌矿水平扇形中深孔落矿方案	电耙漏斗	电耙道	12	对称或 交错 布置	5~6	63	10~12	2×2	15~25	2×2	2×2
3	小寺沟铜矿垂直扇形深孔落矿方案	铲运机 出矿平底 结构	装矿巷道	0	装矿巷 道对称 布置	10 斜长 11.6	50~60	装矿 巷道 10	装矿巷道 3.6×3.0	矿石运距 50~150		
4	观音山铁矿南部Ⅱ号矿体垂直扇形落矿方案	振动放矿机	二次破碎 巷道	8	单排 布置	8					2×2	2×2
5	会理铁矿中深孔落矿方案	电耙漏斗	电耙道	12~14	交错 布置	5~6	60	14~16				
6	云锡老厂胜利坑药室落矿方案	电耙漏斗	电耙道	6	对称或 交错 布置	5~7		12.5	2×2	30~50	1.8×2	1.5× 1.5

7.7.4 采准切割

1. 阶段平巷

一般采用环形运输系统。底盘脉外阶段运输平巷兼作下一阶段的回风平巷，其位置应布置在下阶段开采错动范围8~10m之外。同时，其位置还要结合底盘电耙道溜井位置确定，使溜井口位于穿脉平巷直线段部分，尽量避免在阶段运输平巷及弯道上掘溜井，以减少列车在运输平巷停留占道时间。常采用穿脉装车方式，其优点是对阶段运输影响小，开采易燃易爆矿石或有局部泥水下灌的矿块时，对穿脉封闭较容易。上下阶段的穿脉对应，穿脉平巷间距一般为30~50m。

仅在急倾斜中厚矿体才采用沿脉运输平巷装车。

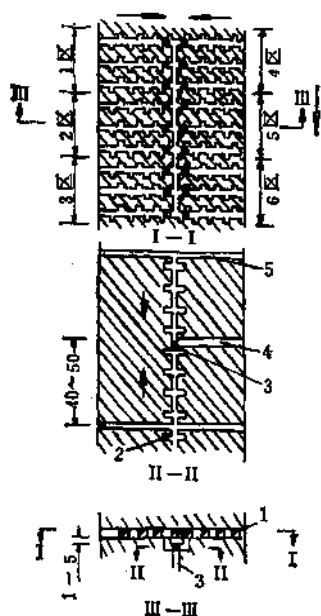


图 2-7-47 狮子山铜矿有聚矿巷道的集中溜井

1—分条电耙巷道；2—聚矿巷道；3—盘区集中溜井；4—联络道；5—通风联络道

2. 溜井

一般采用垂直溜井，溜井放矿口间距为矿车长度的整数倍，以便同时装车。多数采用独立溜井，仅在倾斜以下矿体有时采用分支溜井。

极厚矿体，2~3个阶段可以设置一个主运输阶段，此时，采用有聚矿巷道的盘区集中溜井，见图2-7-47。

3. 天井

人行井、通风井、材料井等采准天井，一般采用矿块式布置，较少采用盘区式布置。

4. 电耙道

厚矿体采用电耙底部结构形式时，电耙道一般采用垂直走向布置，优点如下：

(1) 有利于探采结合，当矿体边界变化较大时，可以采用不同的漏斗布置形式，比较机动灵活，对降低矿石损失贫化有利；

(2) 电耙道服务时间短，若地压大时容易维护；

(3) 消除由于保护通风联络道而造成的矿石损失，有利于资源回收；

(4) 矿块通风易于管理，避免污风串联；

(5) 相邻矿块作业互相干扰较小。

缺点：

(1) 在放矿管理上，不如沿走向布置电耙道利于控制放矿顺序；

(2) 倾斜和缓倾斜矿体，为了回收底部三角矿柱，有时需增加脉外采切工程；

(3) 不设聚矿巷道时，若采用沿脉平巷装车，影响阶段运输能力。

中厚急倾斜矿体采用电耙底部结构形式时，电耙道一般采用沿走向布置。

当矿体底板变化大时，不宜采用沿走向布置电耙道。设计应根据矿体赋存条件、运输系统和放矿装矿方式综合确定电耙道布置形式。

部分矿山采准切割巷道工程参见表2-7-35, 切割工程项目和形成时间参见表2-7-36。

采 准 切 割 巷 道

表 2-7-35

矿山名称采矿方法	巷 道 名 称	位 置	断面 (m ²)	施工 顺序	注
铜陵狮子山铜矿 阶段强制崩落法	底盘阶段运输平巷	下盘脉外5~15 m	双轨3.2×2.6 单轨2.3×2.6	1	三个生产阶段为一运输 阶段(开拓工程) 有时为生产阶段的调车 绕道
	顶盘阶段回风平巷	上盘脉外5~10 m	2×2	1	
	穿脉运输平巷	矿 体	2.3×2.6	1	
	矿(岩)石榴井	下盘或矿体	φ2.5 (m)	2	将间距10~13 m一条电 耙溜井组合为50 m 一个
	聚矿巷道		2×2	2	
	分条电耙道	矿 体	2×2	3	
	人行井兼进风井	岩石、矿石	2×2	3	一条电耙道一个 四条电耙道一个
	通风联络道		2×2	3	
	联络道		2×2	3	
	斗 穿		2×2	4	
	斗 颈		2×2	4	
	凿岩巷道(硐室)	矿 体	3.5×3	5	
	拉底平巷切割天井	矿 体	2×2	5	
小寺沟铜矿 阶段强制崩落法	采区螺旋折返斜坡道	下盘脉外	4.5×3.75	1	
	上盘阶段运输平巷(兼回 风)	上盘脉外	4.2×3.2	1	
	穿脉运输平巷	矿 体	4×3	1	
	竖沟巷道	矿 体	4.2×3	2	
	装矿平巷	矿 体	3.6×3	2	
	上盘风井(人行井)	上盘脉外	2×2	3	
	下盘风井	下盘脉外	2×2	3	
	溜矿井	上、下盘	3×3	3	
	分段凿岩巷道	矿 体	3×3	3	
	分段联络道		2×2	3	
	切割井	矿 体	2×2	4	

5. 补偿空间和松散系数

(1) 设计一般采用挤压爆破, 崩落矿石的补偿空间系数一般为15~20%。补偿系数过小, 易造成过挤压而不能顺利放矿。

在进行补偿系数计算时, 凡在矿体崩落范围内的天井、巷道、硐室、切割空间等体积均应计算在补偿空间之内。采用挤压爆破时, 在下列条件下补偿系数适当选取偏大数值: 矿石比较坚硬, 底柱矿岩稳固性较差; 在挤压方向上井巷空间分布较少; 井巷空间分布不均匀。

(2) 小补偿空间爆破: 崩落矿石的松散系数在1.3左右, 补偿空间系数一般为20~30%。

(3) 自由空间爆破: 崩落矿石充分松散, 要求有足够的补偿空间, 补偿空间系数大于30%。

部分矿山挤压爆破松散系数见表2-7-37。

切割工程项目和形成时间

表 2-7-36

序号	矿山名称	采矿方法回采方案	切割(采)巷道名称	切割 (采)	
				工程项目	形成时间
1	狮子山铜矿	联合落矿方案	凿岩井巷, 切割井巷、拉底平巷	垂直或水平补偿空间中深孔扩漏	爆破前形成与回采爆破同时形成
2	桃林铅锌矿	水平扇形孔落矿方案	凿岩天井、拉底平巷	水平补偿空间和浅孔扩漏	爆破前形成
3	小寺沟铜矿	垂直扇形孔为主落矿方案	切割天井、切割平巷、切割槽	深孔爆破形成切割槽, 浅孔留矿法形成空间	回采爆破前形成
4	观音山铁矿试采	垂直扇形中深孔落矿方案	凿岩平巷联络道, 拉底平巷, 切割井	扩漏拉槽	回采爆破前形成
5	云锡老厂胜利坑	药室落矿方案	药室及药室巷道、拉底巷道	浅孔拉底, 扩漏	与回采爆破同时形成

部分矿山挤压爆破松散系数

表 2-7-37

序号	矿山名称	落矿方式	矿石硬度 (f)	爆破设计采用的矿石松散系数	地质报告提供的矿石松散系数
1	铜陵狮子山铜矿	深孔落矿	12~16	1.20	1.4~1.6
2	桃林铅锌矿	水平扇形中深孔落矿	7~9	1.15~1.20	1.5~1.6
3	小寺沟铜矿	垂直层深孔落矿	8~12	1.15	1.5
4	观音山铁矿试验采区	垂直层中深孔落矿	6~8	1.2~1.3	1.66
5	德兴铜矿北山坑	垂直层中深孔、水平层深孔落矿	5~7	1.15~1.20	1.3~1.5

7.7.5 回 采

7.7.5.1 回采顺序

矿体沿倾斜一般是自上而下进行回采, 在走向上采用双翼或单翼的后退式回采, 以保证足够的生产矿块数。较少采用前进式回采。

7.7.5.2 落矿与出矿

设计一般选用深孔或中深孔凿岩设备, 凿岩爆破参数参考表2-7-38选取。

设计中, 一般采用逐排分段微差爆破, 补偿系数为1.15~1.25, 如果一次必须爆破的炮孔数超过雷管的段数, 可以采用多排同段爆破技术, 如狮子山铜矿。在先采矿块或水平层落矿方式, 有时采用自由空间爆破。

设计采用装药器装药, 非电导爆系统起爆。最大合格矿石块度尺寸取500~650mm, 大块率控制在5~20%以下。

大中型矿山一般选用铲运机出矿或振动放矿机放矿, 中小地方矿山一般选用电耙出矿。部分矿山出矿放矿设备及效率见表2-7-39。

7.7.5.3 劳动组织

回采主要包括凿岩、爆破、通风、出矿、空区处理等工序, 一般情况下, 凿岩和出矿平行作业。

凿岩爆破参数

表 2-7-38

序号	项目 名称	矿 山 名 称				
		狮子山铜矿	桃林铅锌矿	小寺沟铜矿	观音山铁矿 (设计)	会理镍矿
1	凿岩设备	YQ-100	YQZ-90, YG-40	YQ-100	YG-80	YG-40
2	炮孔布置	垂直扇形深孔 为主	水平扇形中深孔	垂直扇形深孔, 束状孔	垂直扇形中深孔	水平扇形孔
3	每排炮孔个数 (个)	11~12		6~12, 局部束状	8	
4	单个炮孔最大深度 (m)	20	8~12	20	13	17
5	凿岩台班效率 (m)	8~10	20~22	10~12	30	16
6	炮孔直径 (mm)	95~110	65	110	51~73	65~70
7	最小抵抗线 (m)	2	1.2~1.8	2~2.4	1.5	1.2~2.0
8	崩矿步距 (m)	~15	2.4~5.4	6~7.2	1.5~3以上	
9	孔底距 (m)	3.0~3.5	(1~1.2)W	3~4.2	1.5~1.8	2.0~2.5
10	炮孔排面角 (°)	90	5~7	~90	90	~5
11	边孔倾角 (°)	5	5	7~55	25~35	
12	补偿系数 (%)	20	15~20	15	20	
13	装 药	人工柱状药包 85 mm	人工柱状药包 45~50 mm	人工柱状药包 85 mm	粉药FZY- 100 装药器	人工装药
14	装药系数 (%)	80	80	70~80		65~72
15	废孔率 (%)	1	3			
16	合格矿石块度 (mm)	600	500	700	600	500
17	大块率 (%)	25	10~20	3		
18	每m炮孔崩矿量 (t/m)	10	4	11~12	5	3.7
19	起爆材料	塑料导爆管导 爆索	非电导爆系统	非电导爆系统	非电导爆系统	非电导爆系统

出矿放矿设备及效率

表 2-7-39

序号	矿 山 名 称	设 备 型 号	斗 容 (m³)	运 距 (m)	效 率 台日 (t)	效 率 台年 × (10⁴ t)
1	狮子山铜矿	分条电耙道: 2DPJ-30 聚矿电耙道: 2DPJ-55 电耙绞车	0.3	30~40	150~250	5
2	桃林铅锌矿	2DPJ-30电耙绞车	0.3	25	300	6
3	小寺沟铜矿	LK-1型2m³、ZLD- 50型3m³ 铲运机	2.3	60~70	750	15~20
4	会理镍矿	2DPJ-28电耙绞车	0.3	18~30	150~250	6
5	观音山铁矿	ZYQ-14 装运机		20~40		10
6	德兴铜矿北山坑	2DPJ-28电耙绞车	0.3	30~50	200~300	4~6

采用深孔钻机或中深孔凿岩机时, 每台设备配凿岩工 2 人。中型矿山爆破组 (队) 一般为 10~13 人。

采用电耙出矿时, 每条电耙道配耙矿工 2~3 人, 兼负责工作面二次破碎工作。采用铲运机 (或装运机) 出矿时, 每台设备配 2 人, 一个矿块 1~2 台共配 3~5 人。

7.7.6 放 顶

覆盖层形成方法与分段崩落法相同。为了保证安全,必须做到以下几点:

- (1) 矿石覆盖层上部空间应开天窗与地表相通,一般通道断面应大于 10m^2 ;
- (2) 矿石覆盖层厚度大于 20m ;
- (3) 封闭作业区与上部空间的通道;
- (4) 做好监测,掌握覆盖层厚度,观测压力变化及岩移情况等,及时提出预报;
- (5) 有条件时,留岩(矿)石柱,缩小单个空间的暴露面积。

在一定条件下,采用小爆破强制放顶。

7.7.7 工 作 面 通 风

设计一般是利用总负压进行通风,矿块或采区构成独立的进风、回风系统,并配备一定台数的局扇。

这种方法的回采作业线,在走向上呈阶梯状下降,要求主风流方向与回采工作推进方向相反,即新鲜风流方向由采准区到回采区,以防炮烟和粉尘等污风污染工作面。

7.7.7.1 出矿水平通风

一般采用双巷式通风系统,新风由阶段运输平巷或斜坡道进入,污风通过顶盘回风道、天井至上水平进入总回风道,其特点是每个出矿阶段开掘双巷,一条为本阶段的总进风道,另一条为回风道。这种通风方式网路简单,污风不串联,可以多阶段同时作业,广泛用于矿体较厚、多阶段回采、出矿水平二次爆破量大、柴油铲运机出矿的矿块。缺点是工程量较大,要求通风管理严格。

7.7.7.2 耙矿水平通风

由于电耙道布置形式较多,耙道群多呈角联网路结构,因此,设计应根据电耙道具体布置形式和矿块采用的采堆系统来确定耙矿水平的通风。

(1) 沿走向布置电耙道的矿块式通风系统见图2-7-48。在矿块中央的穿脉运输平巷靠近顶盘处,掘一进风小井,与联络道和下部耙运层的各条电耙道联通。在电耙道两端布置回风联络道,与脉外主回风道联通。为了解决底盘脉外电耙道的通风,在矿块沿走向的中央布置倾斜风井,用联络道与各层电耙道联通,污风经电耙道两端的回风天井向下回到主风道。这一系统特点是每个阶段增加一条专用的主回风道,因此,减少了漏风和大量的通风构筑物,上下阶段交替时,通风易于管理,风流不串联。

(2) 垂直走向布置电耙道的采区式通风系统见图2-7-49。

7.7.7.3 凿岩水平通风

(1) 狮子山铜矿联合落矿方案凿岩水平(天井)通风系统是新风经阶段运输平巷后,一路到凿岩水平(天井),污风再至上水平排走,另一路进入出矿水平(或电耙道),再由本水平回风联络道进入回风系统。

(2) 德兴铜矿垂直扇形深孔落矿方案凿岩工作面通风系统见图2-7-50。

7.7.8 矿 山 实 例

7.7.8.1 狮子山铜矿联合落矿方案阶段强制崩落法

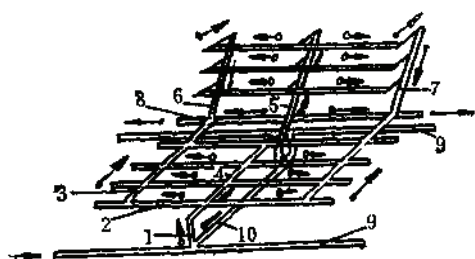


图 2-7-48 桃林铅锌矿矿块通风系统示意图

1—进风小井；2—沿走向电耙道；3—回风联络道；
4—进风联络道；5—进风斜井；6、7—回风井；8—
主回风道；9—运输平巷；10—穿脉运输平巷

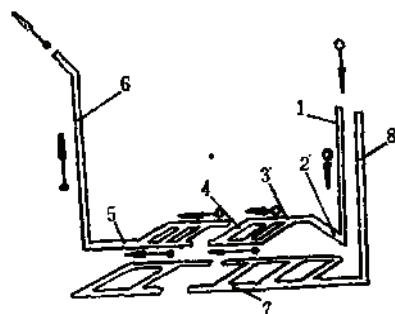


图 2-7-49 垂直走向布置电耙道采区式通风系统示意图

1—进风井；2—专用进风平巷；3—耙运层进风联络道；
4—电耙道；5—耙运层回风联络道；6—回风井；7—阶
段运输平巷；8—竖井

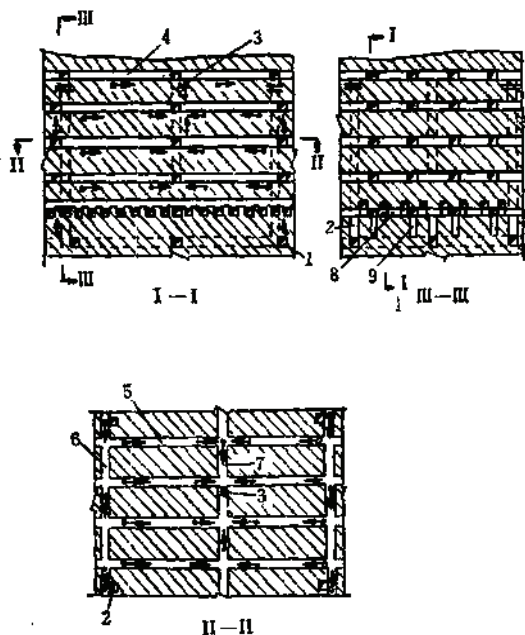


图 2-7-50 德兴铜矿凿岩工作面通风示意图

1—阶段运输平巷；2—进风人行天井；3—回风人行天井；4—回风平巷；5—凿岩巷道；6—进风联络道；7—回风联络道；8—电耙道；9—溜矿井

1. 开采技术条件

狮子山铜矿矿体赋存于闪长岩侵入体与青龙群灰岩的接触带上，属砂卡岩型矿床。西矿段2、3、4、5号盲矿体均为似层状和透镜状，赋存于+40~-210m之间，距地表70~240m。几条联合开采的矿体沿走向长度314m，水平厚度40~80m。上下盘围岩为砂卡岩、大理岩和闪长岩，矿岩均坚硬稳固， $f=12\sim16$ ，节理不发育，围岩不易冒落。

2. 采矿方法及采准切割

原设计采用房式采矿法，由于矿体形态复杂，产状多变，有分枝复合现象，夹石含有一定品位，投产决定混采，全部采用垂直扇形深孔为主、水平扇形深孔为辅联合落矿方案阶段强制崩落法。1970年开始，逐渐转入深部盲矿体开采，上盘围岩坚硬稳固，未冒落至地表，如西狮子山矿段至1986年末空区

空间达125万 m^3 。十多年来,采空区顶板均未做人工放顶工程,仅预留20m厚的矿石垫层(约40万t)保护下部开采,这样,共节省放顶费用200万元。

为了保证安全,工作面与空区隔开,采用封闭式采场结构,又称为组合式空场导向方案或补偿嗣室方案阶段崩落法。其特点是在矿块内用相似于浅孔留矿法回采的方法形成小空间,包括凿岩巷道在内,补偿空间约占16~18%,然后再进行回采大爆破。这样,矿块落矿不受放矿约束。

封闭式采场结构优点是作业区与空区不相联通,垫层厚度大于20m,保证了作业地点安全,先形成小容积补偿空间,又利用探矿和采切巷道,降低了采切比,采场结构较简单,放出的纯矿石较多,掘进、凿岩、出矿工序能够平行作业。采矿方法见图2-7-51。

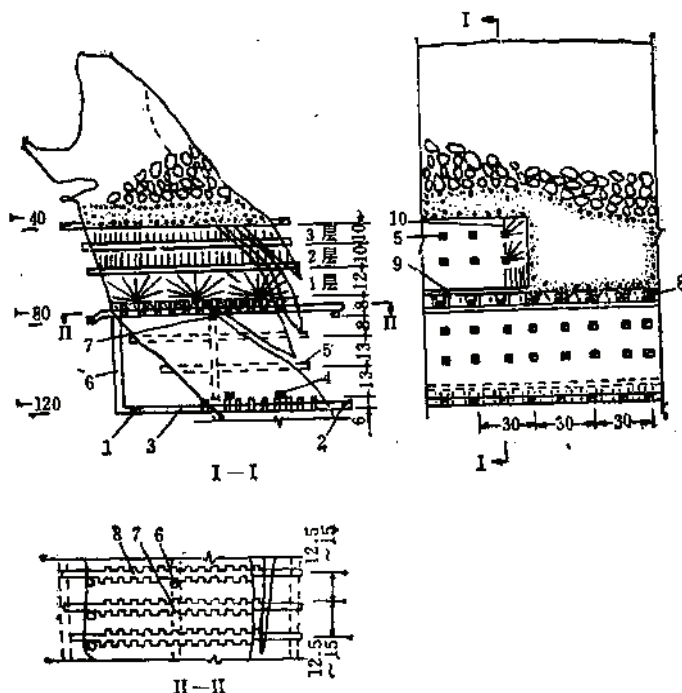


图 2-7-51 狮子山铜矿联合落矿方案阶段强制崩落法

1—下盘阶段运输平巷; 2—上盘阶段回风平巷; 3—穿脉运输平巷; 4、5—凿岩巷道(嗣室); 6—溜井; 7—聚矿巷道; 8—分条电耙道; 9—拉底巷道; 10—深孔

3. 回采

采用YQ-100钻机,在三个凿岩分段打向上扇形深孔,排距2m。采用封闭式落矿多段同时爆破,即先从靠近切割巷道处开始落矿,使切割巷道的炮孔与自由面平行的炮孔先响,前10~12排采用1~2段毫秒雷管先爆,上部二、三层凿岩巷道炮孔采用3段毫秒雷管同时爆,然后顶底柱和扩漏炮孔用4、5段毫秒雷管爆破。这种多排孔同时爆破的特点是各炮孔排面垂直于自由面(二、三层),爆破的矿石不会过早地离开原矿体,爆破能量利用充分,矿石破碎质量好。

-80m阶段水平以上,采用2DPJ-30kW电耙绞车,一个矿块布置四条分条电耙道,其下部设置一条聚矿巷道,安设2DPJ-55kW电耙绞车。-120m阶段水平采用WJ-1.5D电动铲运机出矿或振动放矿机放矿,便于实现控制放矿,降低损失贫化指标,提高矿块生产能力。

技术经济指标见表2-7-40。

7.7.8.2 桃林铅锌矿水平中深孔落矿方案阶段强制崩落法

1. 开采技术条件

矿体赋存于花岗岩与千枚岩接触破碎带中,呈透镜状,深部分支现象严重,属中温热液裂隙充填矿床。银孔山区和上矿冲区各为一独立的矿体,中间有400m的无矿带。两区矿体倾角 $30^{\circ}\sim 45^{\circ}$,平均 40° 左右,夹石厚度一般为2~7m,最大达35m。银孔山区矿体走向长750m,平均厚度10m,中部厚度达20~35m。上矿冲区矿体走向长900m,平均厚度15m,中部厚度达40~50m。

矿石中等稳固, $f=7\sim 9$ 。矿体顶板为千枚岩、板岩, $f=3\sim 5$,极易冒落,遇水粘结。矿体底板为角砾状石英岩,绢绿石英岩,坚硬稳固, $f=10\sim 12$ 。

2. 采准切割

矿块沿走向布置。在下盘脉外和上盘脉内布置阶段运输平巷,平巷之间由穿脉运输巷道联通,阶段形成环形运输系统,穿脉间距50m。底柱高度12m。

沿走向布置电耙道。矿体倾角缓时,为了减少残余在下盘三角带的矿石损失,在下盘脉外布置2~4层沿脉电耙道。电耙绞车布置在矿块中央,矿石由两端往中间耙矿。凿岩天井视中深孔深度而定。采矿方法见图2-7-52。

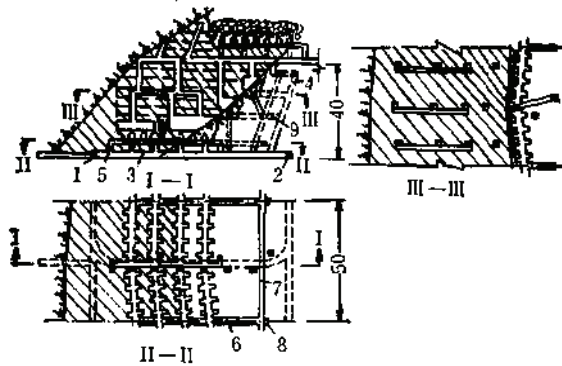


图 2-7-52 桃林铅锌矿水平层中深孔落矿方案阶段强制崩落法

1—脉内运输平巷; 2—脉外运输巷道; 3—穿脉运输巷道; 4—人行材料进风天井; 5—进风小井;
6—回风联络道; 7—专用回风道; 8—回风道天井; 9—联络道

3. 回采

首先,在矿块底部进行大面积水平拉底。采用YG-40型中深孔凿岩机,打水平扇形孔,全阶段多排孔一次大爆破。

矿石运搬采用30kW电耙绞车,0.3m³铸齿形固定式耙斗。矿石经溜井放至穿脉运输平巷由振动放矿机或闸门装车。

首先是上阶段顶盘三角矿柱对应的电耙道开始大量出矿,然后由上而下底盘沿脉电耙道进行出矿,最后是靠近顶盘的电耙道出矿。同一耙矿水平,采用后退式耙矿顺序,即各条电耙道采用由远而近、先底后顶、先上后下的顺序。技术经济指标见表2-7-40。

7.7.8.3 小寺沟铜矿重层与水平层联合落矿方案阶段强制崩落法

1. 开采技术条件

小寺沟铜矿为中等规模的斑岩型铜钼共生矿床,工业矿体位于石英二长斑岩与灰岩的接触带上,铜矿体产于下盘灰岩一侧,钼矿体产于接触带上盘石英二长斑岩一侧。

铜矿带的主矿体长为250~900m,单条钼矿体厚度约3~65m,主矿体平均厚度为34~48m,倾角一般为 $65^{\circ}\sim 80^{\circ}$,局部较缓。矿石稳固, $f=8\sim 12$ 。与花岗斑岩岩脉接触处岩性松软,不稳固。矿体围岩为花岗斑岩和石英二长斑岩,也有部分与下盘的铜矿体相接, $f=10\sim 12$,稳固。

2. 采准切割

矿块主要采用垂直走向布置,仅在矿厚小于20m时采用沿走向布置。阶段高度40~55m,分段高度

10~15m, 分段数2~3个。矿块长度20~110m, 矿块宽度25m, 溜井间距小于50m, 风井间距50m, 出矿进路间距12.5m。底部采用铲运机出矿的平底结构。

在上、下盘花岗岩中布置两条阶段运输平巷, 上盘阶段运输平巷兼作回风巷, 沿走向每隔25m掘穿脉运输平巷, 在穿脉之间布置歪沟巷道, 从穿脉向歪沟每隔10m掘装矿平巷, 在歪沟平巷适当位置向上开掘1~2个切割井, 在围岩分段开掘凿岩巷道及相应的联络道、溜井、人行通风井、切割平巷和切割天井。在矿体肥大地段, 拉开宽12.5m高10余m的补偿空间。采矿方法见图2-7-53。

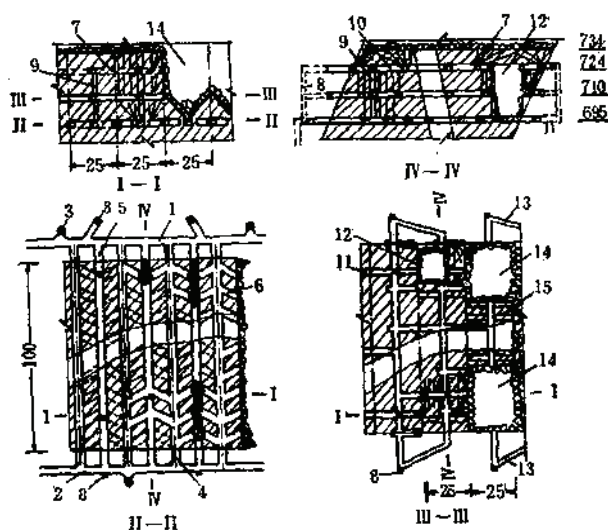


图 2-7-53 小寺沟铜矿联合落矿方案阶段强制崩落法

1—下盘运输平巷; 2—上盘运输平巷; 3—溜井; 4—穿脉平巷; 5—歪沟装矿平巷; 6—装矿平巷;
7—凿岩巷道; 8—人行井; 9—切割天井; 10—凿岩横巷; 11—切割平巷; 12—切割槽; 13—上下盘
联络道; 14—崩落区; 15—深孔

3. 回采

回采是从扩大补偿空间开始的, 并尽量增加补偿空间采出的矿石量, 待空间纯矿石放出后, 矿块分3~6次进行挤压爆破, 上、下盘部位的矿石最后爆破。

采用YQ-100潜孔钻机, 铵松腊炸药和铵油炸药, 人工装药, 非电导爆系统起爆。大块矿石尺寸700mm, 大块率为2~5%。采用LK-1型2m³铲运机出矿, 运距50~150m, 平均台班效率400~500t, 每个矿块两台铲运机同时作业。

每次回采爆破后, 先进行松动放矿, 其量为下一次爆破的20~30%, 矿块爆破全部结束后, 再进行均匀放矿直至放矿截止品位为止。矿块大量放矿结束后, 将穿脉平巷和装矿平巷作为回采进路进行后退式回采。放矿后, 上盘围岩自然冒落形成覆盖层。矿块通风分出矿水平和凿岩水平, 通风系统见图2-7-54。

7.7.8.4 云锡老厂胜利坑药室落矿方案阶段强制崩落法

1. 开采技术条件

三号矿体为土状氧化矿, 走向长50~60m, 矿厚25~50m, 倾角60°~75°。矿石松软不稳固, $f=2\sim$

4。围岩断层节理比较发育, 上盘围岩能随矿石的崩落而自然冒落, 矿岩界限明显, 围岩不含品位。

2. 采矿方法

阶段高度为25m, 各药室层之间的垂直距离为6~7m。电耙道垂直走向布置。由于矿石多呈松散的土状, 块度很小, 而崩落岩石的块度很大, 故可以利用这一特点来降低废石混入率。为此, 通常开凿一

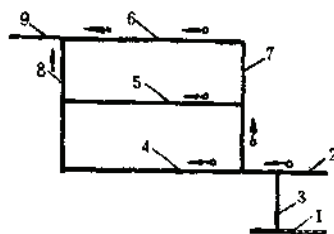


图 2-7-54 小寺沟铜矿 6 号矿块通风示意图

1—675m 阶段运输平巷；2—695m 平巷；3—溜井；4—695m 凿岩出矿水平；5—710m 凿岩水平；6—724m 压顶凿岩水平；7—通风井；8—回风井；9—总回风道

对放矿溜井，在距电耙道底部 2~3m 处贯通，并装有格筛，矿石经格筛进入矿石溜井，而废石由筛上溜入废石溜井。

在施工过程中，将 2~3 个漏斗颈加高到各药室层的标高，作为掘进药室平巷和药室的人行、通风、运料、放矿的通道。药室层的主巷（ 1.8×2.0 m）垂直矿体走向布置，支巷（ 1.5×1.8 m）沿走向布置。支巷间距 7~8m。在支巷中每隔 5~7m 布置一个 1×1 m² 的药室。

拉底有两种方式。一种是用拉底巷道（ 2×2 m）将各漏斗贯通，并按落矿范围全部拉成“格子”形，在拉底巷道之间的间柱上打浅眼（有时为减少浅眼数量而采用药壶），这是一般常用的拉底方式。另一种是用方框支柱法拉底，以保证拉底质量和有足够的补偿空间，使用 $1.5 \times 1.5 \times 2.1$ m³ 的方框回采 1~2 层（根据矿石不同的稳固程度，全面回采或留间柱），支架在爆破时炸毁。

拉底层与扩漏同时爆破作为第一段，其它每一药室层为一段，以导火线的长度控制段数，各层同时点火，每层仅用 3~4 个火雷管。

出矿用 14kW 电耙绞车，0.15m³ 耙斗。为了便于电耙道维护，采用后退式按顺序逐段放矿的办法。采矿方法见图 2-7-55。

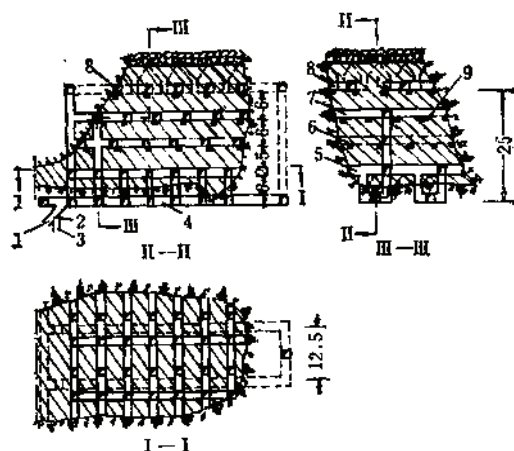


图 2-7-55 云锡老厂胜利坑药室落矿方案阶段强制崩落法

1—废石溜井；2—格筛；3—矿石溜井；4—电耙巷道；5—拉底水平；6、7、8—药室水平；9—药室

3. 评价

(1) 该矿曾在类似的条件下采用过深孔落矿方案，由于矿石松散，成孔率低，装药困难和凿岩设备的限制，没有获得预期的效果。后来改用药室落矿方案，基本上是成功的。这个方案的装药、爆破等工艺简单，作业安全。

(2) 缺点是采准切割工作量大, 采切比达37.2m/kt; 电耙道木棚支护需常更换, 维护工作量大; 每采千吨矿石的劳动消耗量高, 约为每千吨300工班; 损失率15%左右, 废石混入率25.4%。

7.7.9 阶段强制崩落法技术经济指标

技术经济指标见表2-7-40。

阶段强制崩落法技术经济指标

表 2-7-40

序号	项 目	山				
		狮子山铜矿 (1985年)	桃林铅锌矿 (1984年)	小寺沟铜矿 (1984年)	会理铁矿 (1984年)	观音山铁矿 (设计)
1	2	3	4	5	6	7
1	矿块生产能力每日 (t)	250~450	400~600	1500	150~250	900
	矿块生产能力每年 (万t)	8~10	10~12	30	6	20~27
2	劳动生产率 (每工班)					
	凿岩工, (t)	35~48	40	60	30	
	出矿工, (t)	75	47	125	33	
	放矿工, (t)	50	47	65	67	
	工作面工人, (t)	32~41	16	28~45	17	
3	采切比(m(m³)/kt)	12(48)	13.5 (50)	6 (60)	18.4	13.5 (96)
	其中, 采准比 (m(m³)/kt)	10(40)	10			11.1(72.3)
	切割比(m(m³)/kt)	2 (8)	3.5			2.4 (23.7)
4	矿石贫化率 (%)	20~25	30	25	21	15
5	矿石损失率 (%)	12~15	20	15~20	18	20
6	矿石成本					
	每吨原矿成本 (t)	15.81			9~12	
7	每千吨劳动量消耗 (工班)	142.5	141	77		
	其中采切: (工班)	80	104.3	30		
	落矿: (工班)	25	20.7	27		
	出矿: (工班)	37.5	16	20		
8	回采材料消耗					
(1)	炸药 (kg/t)	0.6~0.65	0.6	0.43	0.66	
	其中, 一次 (kg/t)	0.4~0.45	0.4	0.42	0.31	
	二次 (kg/t)	0.2	0.2	0.01	0.35	
(2)	火雷管 (个/t)	0.3	0.23	0.01	0.49, 电0.073	
(3)	导火线 (m/t)	0.3	0.7	少	0.61	
(4)	导爆线 (m/t)	0.1	0.2	0.1~0.12	0.29	
(5)	合金 (g/t)	1.15	2	3~5.2	1.33	
(6)	钎 钢 (kg/t)	0.01	0.033		0.524	
(7)	钻杆 (无缝钢管)(kg/t)	0.0001		0.0013		
(8)	坑 木 (m³/t)	0.0004	0.001	0.0002		
(9)	非电导爆管 (m/t)	0.1	0.263			
(10)	钢丝绳 (kg/t)	0.01	0.04			
(11)	铲运机轮胎, 万吨 (条)			2.4		
(12)	油类品种及消耗 (kg/t)	0.08				

7.8 分段留矿崩落法

7.8.1 适用条件及优缺点

7.8.1.1 适用条件

分段留矿崩落法的适用条件与阶段强制崩落法基本相同。

7.8.1.2 优点

与无底柱分段崩落法典型方案相比,分段留矿崩落法优点如下:

(1) 开采强度大,劳动生产率高。采用相同的出矿设备,由于集中在下部水平出矿,出矿点多,干扰少,矿块出矿强度约为无底柱分段崩落法典型方案的二倍;

(2) 放矿时,单位体积崩下矿石所分摊矿岩接触面的面积小,因此,该方法矿石损失和贫化指标比无底柱分段崩落法典型方案约降低5~10%;

(3) 70~80%的矿石由底部出矿水平放出,管理方便,作业安全。同时,出矿水平巷道有新鲜风流通过,通风条件好;

(4) 由于分段崩下的矿石留在原处,不立即装运,故每条回采进路的使用期限短,且不因爆破大块而受损坏,因此,在矿石不够稳固时,回采进路维护较容易。

7.8.1.3 缺点

(1) 提前施工采切巷道,又留矿,积压资金;

(2) 考虑到崩矿时碎胀而造成的体积增大因素,进路断面往往比设备要求的大;若采用有底部结构放矿,采切工作量大;

(3) 难以及时判断、校正崩矿效果,要求放矿管理严格,否则矿石损失贫化增大。

7.8.2 方案特点

分段留矿崩落法是阶段强制崩落法的变形方案,也是阶段强制崩落法与分段崩落法的组合方案。特点是分段凿岩爆破,阶段留矿和在阶段全高下放矿,它是把矿体划分成矿块进行回采的,上部的切割巷道和落矿工艺与无底柱分段崩落法典型方案相似,下部放矿工艺与阶段强制崩落法相似,采准系统则是二者兼而有之。该法的方案示意图见图2-7-56。

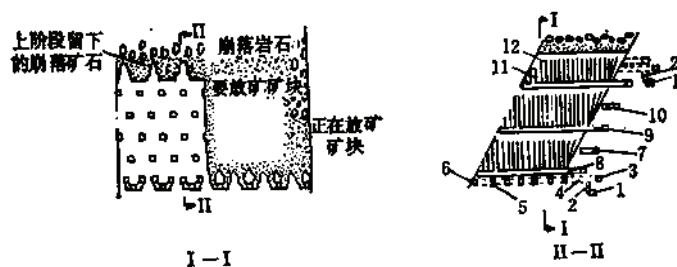


图 2-7-56 分段留矿崩落法

1—阶段运输平巷; 2—溜井; 3—耙矿巷道联络道; 4—耙矿巷道; 5—漏斗井; 6—回风巷道; 7—运输联络道; 8—盲沟凿岩巷道; 9—回采进路; 10—专用放矿用的回采进路; 11—切割井; 12—崩矿炮孔

7.8.3 构成要素

阶段高度一般为50~70m,矿块长度50~80m,分段高度10~14m,分段进路间距10~12m,耙矿巷道间距12.5~16m,漏斗颈间距6~8m。漏斗交错布置,以保证在放矿过程中上部矿岩接触面易于成水平状态,对减少矿石损失和贫化有利。矿石稳固,采用重沟拉底。

7.8.4 回 采

矿块内是自上而下逐个分段进行回采崩矿,同一分段内是从端部开始进行回采崩矿,即回采崩矿工作是下向后退式的。

回采进路崩矿方式工艺与无底柱分段崩落法相同。崩下矿石全部或大部分留在原处,直到矿块内各分段都结束崩矿为止。同一进路的炮孔可以分次或一次爆破,对于进路有局部易冒落地段,容易通过。

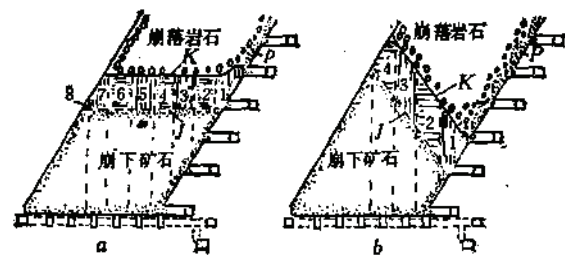


图 2-7-57 某时期内放矿示意图

a—矿岩接触面呈水平下降;b—矿岩接触面呈倾斜下降;1、2……8—某时期内分别从对应的下部放矿巷道放出的崩下矿石量;K、J—某时期开始、结束时矿岩接触面的位置;P—重留在下盘的崩下矿石

态,以减少来自上盘的贫化,如图2-7-57的b剖面。

沿走向方向一般是从远离侧面矿岩接触面处开始放矿。先把安排的放矿内容标示制成放矿图表,在放矿计划图表上,编制出各进路或漏斗何时放出多少纯矿石,放出多少贫化矿石。图2-7-57是放矿计划图的一部分。以后的放矿制度是从下盘向上盘顺次自各条进路或漏斗放出等量已贫化的矿石,直至放到截止品位为止。

在阶段水平放矿,可以利用总负压进行通风,新鲜风流从阶段运输平巷、穿脉进入,污风从阶段回风平巷、回风井排出。凿岩进路不出矿或出矿量很少,故工作面通风较易解决,一般采用局扇辅助通风即可。

7.8.6 矿 山 实 例

7.8.6.1 分段重矿崩落法在凤凰山铁矿的试验

1. 开采技术条件

试验地段在主矿体~150m阶段,该矿体赋存于闪长岩与泥质灰岩砂页岩接触破碎带中,呈脉状似层状产出。矿体沿走向长度118m,厚薄不均,最大为90m,最小为6m。矿体倾角3°~75°不等,下盘界线

7.8.5 放 矿

各分段崩矿结束,矿块内崩落的矿石仅在上部和侧面与废石接触,如图2-7-57的a剖面,此时的放矿方式与阶段崩落法相同。一般情况下,最好是在矿石放到矿块高度一半左右时,相邻矿块再开始放矿,以减少来自侧面的贫化。

每个矿块在各个时期每条进路或漏斗各放出多少矿石,应根据矿岩接触面下降的状态确定。如果上盘围岩易自然崩落,可使上面矿岩接触面呈一向下盘倾斜的状

不平整, -100m阶段已用崩落法开采, 并形成了较厚的岩石覆盖层。

矿石为低品位难选的赤铁矿, $f=10\sim13$, 中等稳固。矿体沿倾斜方向每隔9m左右有一条张性断裂, 断裂带最大宽度为1.8m, 不稳固。上盘为砂页岩、泥灰岩, 层理和节理发育, $f=4\sim6$, 中等稳固, 平均含铁6%。下盘为闪长岩, $f=6\sim10$, 中等稳固, 局部高岭土化, 平均含铁10%。试验矿块开采范围内的设计矿量为105.27万t, 平均含铁地质品位43.77%。

2. 采矿方法

采用分段留矿崩落法。矿块沿走向长度79m, 矿块厚度等于矿体厚度, 阶段高度50m, 分段高度10m, 分段凿岩巷道间距9.0m, 呈菱形布置。

采准切割: -147m阶段水平采用上、下盘沿脉运输平巷和穿脉运输平巷构成的阶段环形运输系统, 底部采用振动放矿机放矿结构, 其出矿巷道断面为 2.5×2.7 m, 振动放矿机间距12.5m。

在-142m水平布置平行于穿脉平巷的二次破碎巷道, 其间距为12.5m, 断面为 2.5×2.5 m, 在二次破碎巷道两侧布置对称漏斗, 漏斗间距7m。在-137m水平上部的各分段布置垂直矿体走向的分段凿岩巷道, 其间距为9m, 断面为 4×3 m。在各分段水平沿上盘布置切割平巷, 断面为 2.8×2.8 m, 沿分段切割平巷每隔20~30m布置一个切割天井, 断面为 2×2 m。在各分段水平中部和下盘脉外布置沿脉分段运输联络平巷, 沿运输联络平巷每隔20~50m布置一个溜井, 断面为 2×2 m。在靠近上盘处, 共布置六条从-147m到二次破碎水平的通风人行天井, 在下盘共布置七条回风井和一条回风巷。整个矿块共布置六条放矿溜井和四层凿岩水平。在下盘脉外布置分段折返式斜坡道, 其坡度为25%, 作为人行、设备通道。凤凰山铁矿分段留矿崩落法见图2-7-58。

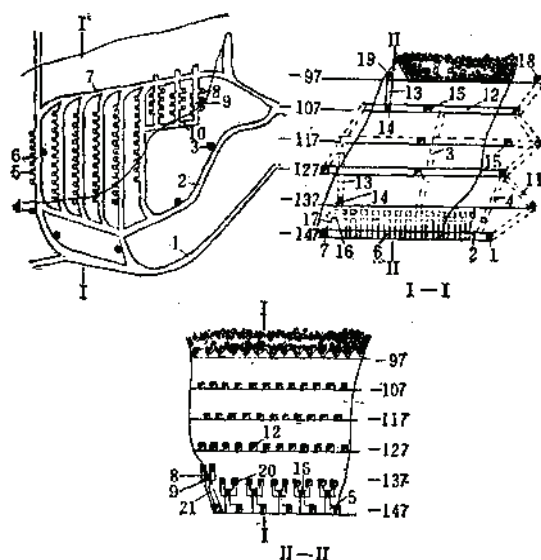


图 2-7-58 凤凰山铁矿分段留矿崩落法

1—阶段运输平巷; 2—下盘沿脉运输平巷; 3—溜井; 4—回风井; 5—振动放矿漏斗; 6—穿脉运输平巷; 7—上盘沿脉运输平巷; 8—电耙漏斗; 9—电耙巷道; 10—回风巷; 11—斜坡道; 12—分段凿岩巷道; 13—切割天井; 14—切割横巷; 15—分段运输联络道; 16—二次破碎巷道; 17—人行井; 18—上阶段运输平巷; 19—上阶段回风巷; 20—拉底凿岩巷道; 21—振动放矿漏斗井

回采工作分水平进行, 采用中深孔凿岩机, 布置向上扇形炮孔, 以上盘切割槽为挤压空间, 按一定的崩落步距进行爆破。矿块总的崩落顺序是由上盘往下盘、由上水平往下水平呈下降阶梯式进行。

采用风动装药器装粉药, 非电导爆系统和导爆线起爆。上部几个分段采用 $2m^3$ 矿运机装出当次崩矿量的20~30%, 用来松动矿石, 矿石经溜井放至-147m运输水平装车。余下70~80%的矿石留在原处待各分段爆破结束后, 在-147m水平由振动放矿机装车, 在阶段全高上进行最终放矿至截止品位。总的放

矿顺序是从上盘往下盘从一翼往另一翼推进。

工作面通风：阶段出矿水平有贯通风流通过，通风效果好，新风从阶段运输平巷进入，经穿脉平巷、二次破碎巷道、回风井，经7号风井进入-117m水平斜井回至-97m回风巷。凿岩水平的新风从上盘人行井、切割井进入各分段凿岩巷，通过各水平斜井回到-97m水平回风巷，斜坡道在-147m安设风门。

3. 设计指标

矿块生产能力（2台2m³铲运机）每年24~36万t；

采切比9.0m/kt (61.5m³/kt)；

YG-80凿岩机效率每台班25~50m；

YQ-100钻机效率每台班12~20m；

合格矿石块度500mm；

大块率15%，贫化率14%；

每吨原矿成本14.85元

7.3.6.2 分段留矿崩落法在瑞典Kiruna铁矿试用

1. 开采技术条件

Kiruna铁矿为一大型沉积矿床，矿体呈似层状，厚度50~150m，平均厚度90m，走向长度约4km，探明矿体深度已超过1700m，储量约37亿吨。矿石类型主要为磁铁矿，少量赤铁矿。矿石分低磷矿石和高磷矿石。矿石坚硬， $f=12$ ，稳固。上盘为石英斑岩，下盘为正长斑岩， f 在12~16以上，稳固。

2. 简况

矿山设计年产量3000万t。1985年主要生产水平在540m、775m。

目前采用的无底柱分段崩落法，分段高度由过去的9~10m提高到11~12m，进路间距由11m提高到16.5m，进路断面为5.0×3.8m。采矿进路垂直走向布置，分段运输平巷布置在下盘脉外10~15m。

矿山应用无底柱分段崩落法已有三十多年的历史，主要存在下列问题：

(1) 随着矿山开采深度的增加，深部岩石应力增大，地压明显增加，巷道稳固性受到影响。如果采取加大分段高度的办法，则凿岩爆破和放矿质量难于保证；

(2) 无底柱分段崩落法是分段逐次崩矿出矿，爆破的矿石与崩落的岩石连续接触，贫化率高达20~25%，损失率达20%；

(3) 增加废石提升量。

3. 分段留矿崩落法

采用分段留矿崩落法进行现场试验能够充分利用原无底柱分段崩落法的采准切割巷道，仅增加出矿水平的采准工程，这样，不需要推迟更多的时间即可生产。

首先，进行模拟试验，然后进行现场大规模试验。试验矿块长度150m，矿体厚度约100m，分6层回采，分段高度12m，包括底部出矿水平，阶段总高度84m。

图2-7-59表示分段留矿崩落法矿块的剖面图，图2-7-60表示出矿水平的平面图。

矿块采准、回采使用的设备和凿岩爆破参数与无底柱分段崩落法相同。

采准采用AD1025·131型凿岩台车配3台DH123J凿岩机，Boomer131型凿岩台车配3台BBC-120F凿岩机，钻孔直径43mm，每次爆破45~50个平行炮孔，每天爆破4~5次，每次进尺3m，台车每日两班。出渣采用JOY18HR、19HR蟹爪式装载机。天井采用深孔分段爆破成井法和天井钻机钻进法。

回采采用Simba323型凿岩台车配3台Cop131EL凿岩机，台班效率300~360m，每台台车一人操作。

回采采用垂直扇形炮孔，孔径51~57mm，最小抵抗线1.8~2.5m，每排6~10个孔，总深90~100m。为了改善爆破质量，试验了双排孔崩矿。采用铵油炸药，装药车装药，孔口不加炮泥，毫秒电雷管起爆。

出矿：运距不超过200m时，使用LD450型和Cat980型前端式装载机将矿石直接运至溜井。在运距超

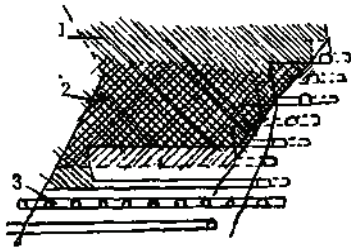


图 2-7-59 分段留矿崩落法放出矿石示意图

1—崩落的岩石；2—贮存的矿石；3—出矿水平

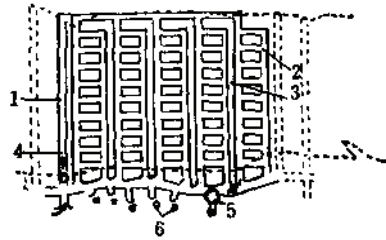


图 2-7-60 分段留矿崩落法出矿水平

1—通风巷道；2—出矿巷道；3—运输巷道；4—进风风流；5—回风风流；6—矿石溜井

过200m时，蟹爪式装载机配两台Kiruna K-162型25t自卸卡车将矿石运往溜井。

放矿分松动和最终两种放矿方式。爆下的矿石不是在该分段立即装走，仅装走松动的部分，大部分矿石在矿块最终放矿水平放出，类似典型的阶段崩落法放矿。放矿时，从下盘往上盘推进，以便使矿岩接触面呈斜面倾向下盘，提高矿石回采率，降低贫化率。

分段留矿崩落法由于在出矿水平定点出矿，可以利用大型无轨自行设备，故开采强度大，效率高，通风条件好，损失率、贫化率显著降低，经济效益好。该矿计算，贫化率由25%减少到15%，年产2000万t时，采矿费用将降低6400万瑞典克朗。

矿山从1978年开始至1985年6月试验结束，试验是成功的。该方法最突出的优点是贫化率降低10~15%。目前，因上盘高磷矿石混入太多，故该矿尚无推广的决定。

7.9 阶段自然崩落法

7.9.1 概 述

阶段自然崩落法又称矿块崩落法，它是借助自然应力为主要荷载进行岩体崩落的，即在矿块底部进行拉底形成足够大的空间，及开掘削弱工程后，将产生应力集中，当应力值超过节理岩体的抗拉、抗剪强度时，矿岩体逐渐破裂而开始崩落，通过出矿口以适当的速度将矿石放出运走，保证崩落连续进行。

六十年代以前，阶段自然崩落法主要用来开采松软破碎不稳固的矿体，随着岩体力学的发展和无轨自行设备的应用，现已用于开采较坚硬稳固的矿体。

目前使用阶段自然崩落法的国家有美国、加拿大、智利、赞比亚、菲律宾、苏联等，国内目前处于研究设计试验阶段。国内外部分矿山使用阶段自然崩落法简况见表2-7-41。

7.9.2 适用条件及优缺点

7.9.2.1 适用条件

主要用于开采大规模火成岩块状矿体，低品位的铜、钼、铁矿等，如斑岩铜矿、斑岩钼矿、沉积型铁矿、火山侵入型金刚石矿、石棉矿等。具体适用条件如下：

1. 地质力学

(1) 岩体构造，如断层、节理发育最好有一组水平节理；

阶段自然崩落法简况

表 2-7-41

序号	矿山名称	矿石类型	矿石规模 (t/d)	矿体赋存条件
1	美国 (San Manuel)	斑岩铜矿	58000	厚大斑岩铜矿, 强烈蚀变, 矿体不稳定, 覆盖岩, 安山岩、砾岩
2	美国 (Climax)	斑岩铜矿	42000	大型斑岩铜矿, 矿体中等稳固, 围岩坚硬
3	美国 (Henderson)	同上	31750	大型斑岩铜矿, 矿体和围岩都稳固
4	美国 (Mather)	沉积型赤铁矿	7000~8000	矿体不稳固很容易破碎成土状, 围岩也容易崩落
5	美国 (Lakeshore)	斑岩铜矿	6000	矿体松软破碎
6	智利 (El Teniente)	同上	62000	原生矿坚硬, 次生矿松软破碎
7	智利 (El Salvador)	同上	23600	厚大斑岩铜矿, 矿体软硬不均, 有的地段硬, 有的地段软
8	菲律宾 (Lutopar)	同上	32000	厚大斑岩铜矿, 矿体上盘坚硬稳固, 矿体下部软上部硬
9	菲律宾 菲莱克斯	同上	28000~30000	矿体呈圆柱形, 矿体上部松软不稳固, 下部矿体变坚硬
10	(Thetford)	火成岩石棉矿	4000	矿体是火成岩网脉状矿床, 矿体容易破碎呈粗粒, 顶盘易崩成细粒
11	中国 铜矿峪铜矿	不规则厚层铜矿	设计11000	层状沉积火山岩经受强烈变质作用, 矿体稳固, 顶底盘比矿体软
12	中国 程潮铁矿	磁铁矿	设计6000~9000	接触交待砂卡岩型矿床, 矿体不太稳固, 顶盘中等稳固, 底板不稳固
13	中国 金山店铁矿	似层状、脉状磁铁矿	设计6000	接触交待砂卡岩型矿床, 矿体呈块状, 粉状不稳固, 顶板中等稳固

- (2) 岩体质量指标RQD值要低;
 (3) 矿岩的抗压、抗拉、抗剪强度低;
 (4) 原岩应力场的水平应力要小。

2. 矿体

- (1) 矿体厚大, 具有相当大的水平面积;
 (2) 矿体为倾斜、急倾斜;
 (3) 矿体不稳固, 崩落矿石块度小;
 (4) 矿体和围岩界限明显;
 (5) 矿体形状规整;
 (6) 矿石品位分布均匀, 夹石少。

3. 围岩

- (1) 围岩比矿体稳固;
 (2) 顶盘岩石破碎块度应比矿石大, 以防止细粒或粉状岩石混入矿石中;

(3) 矿块自下而上崩落放矿, 顶盘围岩必须能相应崩落。

7.9.2.2 优点

- (1) 比较安全;
- (2) 开采成本低, 需要的人工较少, 每吨矿石只需很少的凿岩、爆破和支护工作, 每吨矿石负担的开拓采准工程量少;
- (3) 集中生产, 便于管理, 生产能力大, 劳动生产率高;
- (4) 通风条件好;
- (5) 本方法可与某些开采深度大, 剥采比高的露天矿相比美。

7.9.2.3 缺点

- (1) 矿块准备工作量大, 时间长, 且初期投资大;
- (2) 在崩落放矿区域内, 巷道的维护费用高, 有时, 维护工作影响生产;
- (3) 管理水平要求高, 如果没有很好的放矿控制, 回采率和贫化率指标将受影响;
- (4) 难以按照人们对产品需要量的变化而改变产量;
- (5) 如果停止出矿时间较长, 会引起应力集中, 导致采矿区域内的巷道损坏;
- (6) 该法不灵活, 一经使用要想改变其它采矿方法较困难。

7.9.3 矿岩可崩性确定

应用自然崩落法, 需对矿岩可崩性, 崩落机理, 矿块结构参数, 底部结构稳定性等进行深入研究。

矿岩的可崩性是自然崩落法可行性研究中的主要内容, 它对采矿方法的经济效益影响很大, 可崩性直接支配着拉底、爆破和放矿时间, 直接影响矿石的回采率和贫化率。

可崩性确定与矿区地质条件、岩石性质、岩体质量指标、节理及充填物、构造、岩石强度及应力场等因素相关。可崩性确定大致包括以下内容:

(1) 岩体质量指标RQD值, 它是以岩体构造的发育情况、构造方位和岩体的强度为基准, 间接地从钻孔岩芯获得。其值大小与岩体的构造密切相关。该指标是研究矿岩可崩性、崩落系数、炸药消耗量的一种参数, 见图2-7-61、2-7-62、2-7-63。

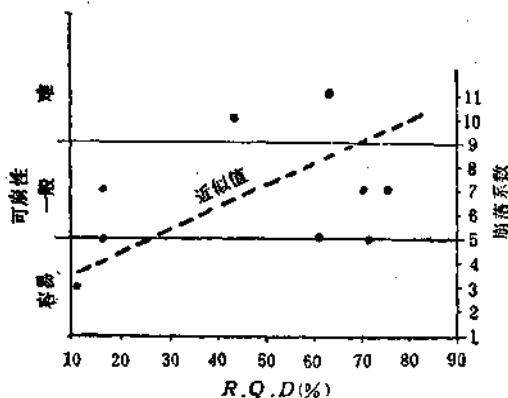


图 2-7-61 Climax矿可崩性与RQD值关系

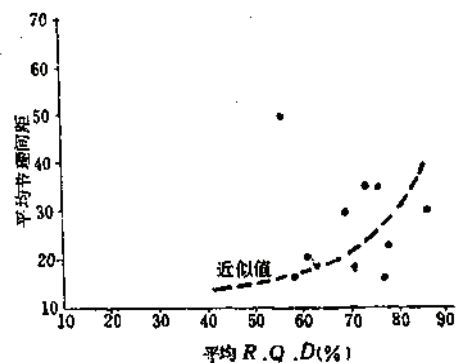


图 2-7-62 铜矿峪铜矿节理间距与RQD值关系

(2) 构造频率, 主要指节理间距和发育状态。它是研究矿岩可崩性、崩落块度大小, 炸药消耗量、生产巷道支护等的最重要参数, 见图2-7-64和表2-7-42。

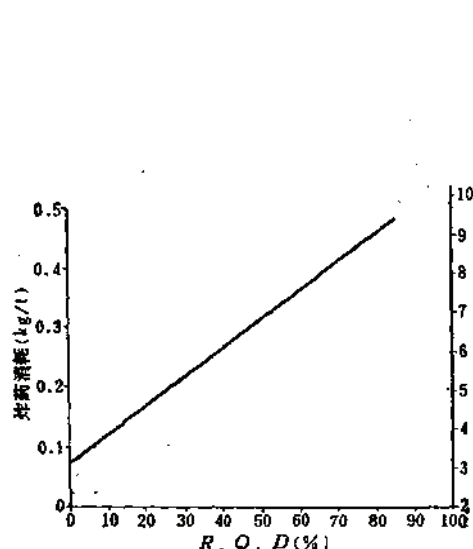


图 2-7-63 RQD值、二次爆破和辅助崩落炸药消耗关系曲线

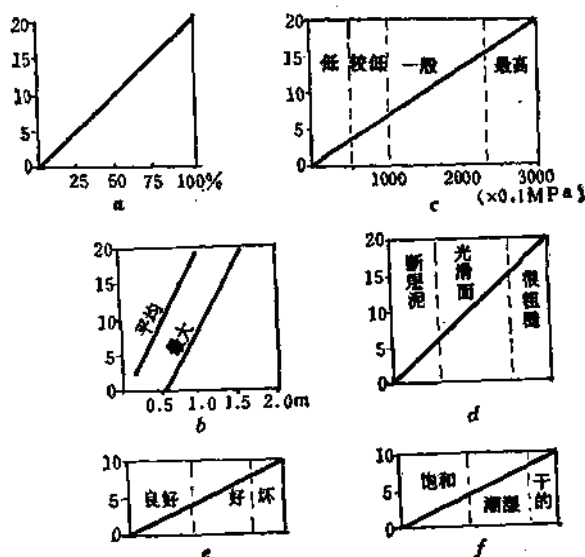


图 2-7-64 岩石质量分级比较系数

a—RQD%, 岩块10cm以上; b—节理间距, 平均, 最大; c—单轴抗压强度; d—节理特性; e—节理方向; f—地下水条件

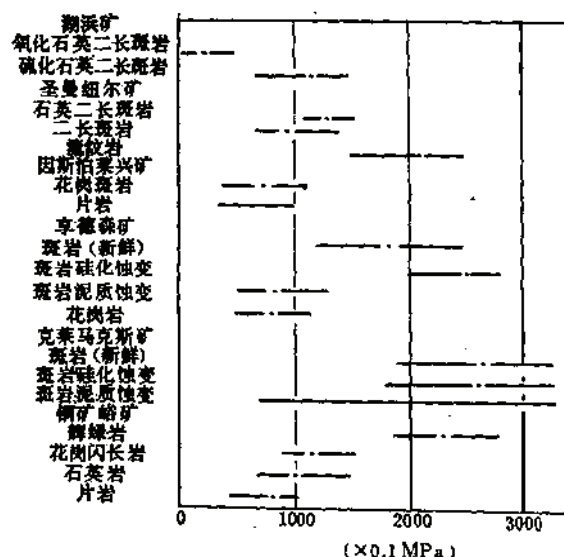


图 2-7-65 几个矿山岩石抗压强度比较

按图2-7-64的分级是:

>70非常坚硬; 50~70比较坚硬; 40~50中等坚硬; 25~40不稳固; 15~25非常不稳固; <15碎石。

(3) 岩石强度(抗压、抗拉、抗剪强度), 其值低有利于崩落, 见图2-7-65几个矿山抗压强度比较。

(4) 节理面粗糙度和充填物。节理充填物、节理构造胶结和蚀变程度是崩落的重要特性。硅化作用和硅化胶结增强岩石强度; 粘土、绢云母、绿泥石、黑云母充填物, 节理裂隙容易张开并增加岩石间润滑移动作用; 石膏和硬石膏充填物形成软夹层, 破碎容易, 但容易胶结成块堵塞指状天井;

(5) 节理组的排列和连续性。通常三组节理、相等频率, 互成角度关系(两组节理近于垂直, 另组呈水平), 才能保证崩落岩石块度均匀, 有利于放矿控制;

(6) 岩体构造影响崩落块度的形状。通常单一构造, 崩落块度为板状, 两组构造为长条状, 三组或三组以上呈块状;

构造频率、矿石块度分布、放矿口间距、最小矿块尺寸

表 2-7-42

序号	矿山名称	矿床类型	矿石块度百分比 (%)				构造频率 (条/m)	放矿口间距 (m)	最小矿块尺寸 (m)
			-0.3	0.3~0.6	0.6~0.9	+0.9			
1	2	3	4				5	6	7
2	安 德 斯	斑岩铜矿						5.5×5.5	
2	Climax	斑岩铜矿	7	26	56	11	8.2~11.1	10×10.4	60×60
3	Cornwall	磁铁矿	50	20	20	10		7.6×12.2	
4	Creighton	浸染型铜矿		40	30	30		9.1×12.2	
5	De Beers							4.6×6.7	
6	El Salvador	斑岩铜矿	变 化 大					45~140m ³	29×36 48×74
7	Grace	块状磁铁矿	10	20	20	50		6.1×9.1	46×46
8	Henderson	斑岩铜矿					6.6	12.2×12.2	120×200
9	康姆包特	斑岩铜矿						5.8×5.8	
10	因斯泊莱兴	斑岩铜矿	30	51	15	4	27.5	5.2×5.2	30×30
11	Lakeshore	斑岩铜矿	66	32	2	0	25.6	5.3×5.3	
12	Mather	赤铁矿	65	31	4	0		4.0×8.5	27×27
13	Miami	斑岩铜矿						5.2×5.8	50×100
14	莱 因	斑岩铜矿						3.7×3.7	
15	鲁 斯	斑岩铜矿						3.7×3.7	
16	San Manuel	斑岩铜矿	23	42	28	7	13.1	4.6×5.2	40×60
17	Thetford	火成网状 石棉矿	30	25	25	20		7.6×7.6	49×49
18	Urad	斑岩铜矿	30	15	15	40		9.1×9.1	
19	柯 里	斑岩铜矿					25		25×40
20	巴格达德	斑岩铜矿					27		30×30
21	El Teniente	斑岩铜矿					原生矿0.5 次生矿15~90	7.5×7.5 10×10 14×14	60×105 70×120
22	卢托潘	斑岩铜矿						5.3×5.3 4.6×4.6	50×70
23	菲莱克斯	斑岩铜矿					1100m上 20~30 1100m下 0.3~0.5	5×5	110×130
24	铜矿峪铜矿	斑岩铜矿	50~60	22~24	8~12	10~14	2.7~3.3	10×10	
25	金山店铁矿	似层状、 脉状磁铁矿						4×4	85×(8~48)

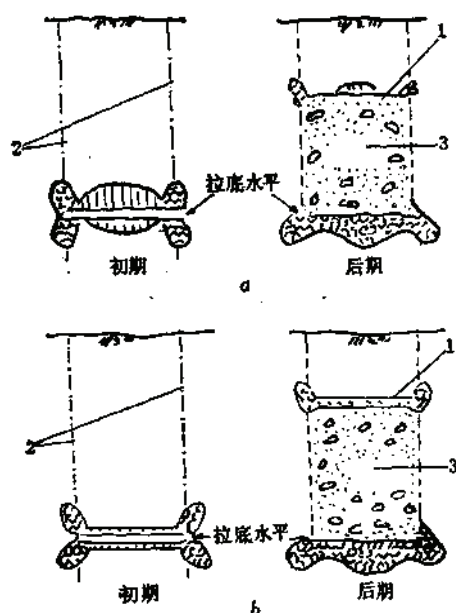


图 2-7-66 矿块崩落应力分布状态
1—崩落线；2—崩落边界；3—崩落矿石

(7) 地下水作用。地下水能降低岩体强度和滑动摩擦，裂隙水压力作用增加了绿泥石、云母、绢云母等沿构造面的滑动作用；

(8) 原岩应力大小和方向与拉底面积、崩落线的方向密切相关，一般崩落线方向垂直于主应力方向；水平应力小有利于矿岩崩落(a)，如水平应力高会使垂直节理受压闭合，增加摩擦力，提高压力拱的稳定性；

(b) 剪压应力组合起到破碎岩体作用，重力作用有利于放矿，见图2-7-66。

7.9.4 矿块布置和构成要素

7.9.4.1 矿块布置

(1) 矿体水平面被划分为长方形、正方形或近似正方形，崩落矿石和覆盖岩层间在整个面积上均匀并大致保持一个水平面崩落；

(2) 矿体水平面划分为垂直矿体走向的崩落盘区，矿体崩落顺序是从盘区的一端后退到另一端，始终保持崩落矿石与覆盖岩层间呈一斜面；

(3) 矿体水平面不划分固定盘区，一般叫大量崩落。拉底从一带到另一带或从矿体一端后退到另一端，始终保持崩落矿石与覆盖岩层间接触面呈一斜面。

7.9.4.2 构成要素

(1) 阶段高度一般为60~450m。

(2) 矿块水平面积尺寸主要受矿体可崩性影响，如果矿块尺寸太小，则不能引起崩落；尺寸太大，会引起重力问题，对巷道有危害。同时，由于耙道长度增加会使开采速度降低。决定最小矿块尺寸的关键是矿石特性、岩石类型和其它结构特征。国外矿山实际生产中，矿块的宽度为30~90m。最初设计的矿块，为了稳妥，一般略大。对矿岩可崩性获得一定经验后，矿块尺寸减小并趋于优化。矿块尺寸小灵活性大，初期投资小。

(3) 运输水平包括溜井放矿系统，一般布置在崩落区外一定的距离，避开高应力区。巷道布置根据矿体赋存条件和采用的设备确定。盘区巷道平行布置，其间距为40~60m，见图2-7-67、图2-7-68。

(4) 溜矿井系统是从运输巷道装载站的两侧按 55° ~ 63° 角度向上开凿转运溜矿井到格筛式电耙道水平，其高度为18~20m。每个转运溜矿井在12~15m处分叉，使一对溜矿井可供四个放矿点使用，见图2-7-69。

(5) 生产水平位于运输水平之上，其高度取决于出矿方式，巷道的规格取决于采用的设备和出矿方式。在生产水平开凿放矿口，放矿口的间距大小影响二次爆破炸药消耗量和损失贫化。一般格筛放矿放矿点间距为4.5~6.1m，电耙出矿为3.7~10.4m，铲运机出矿为10.7~14m。随着铲运机的采用和放矿管理水平的提高，放矿口的间距有增大的趋势。

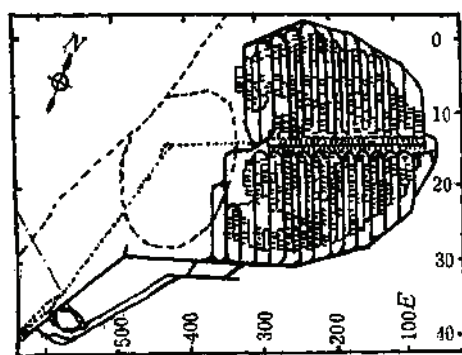
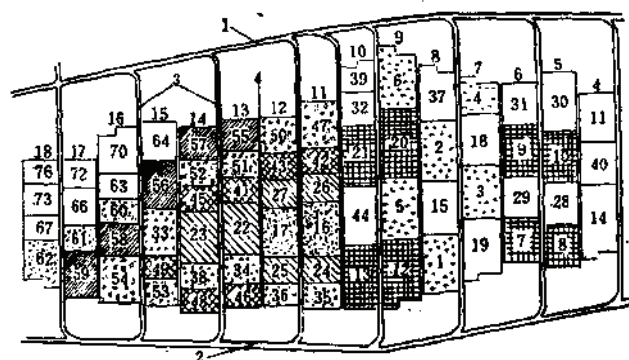


图 2-7-67 Climax矿运输平巷布置



棋盘式矿块 围壁双面矿块

图 2-7-68 San Manuel矿盘区运输平巷布置

1—北部环形巷道；2—南部环形巷道；3—盘区巷道；4—进路巷道

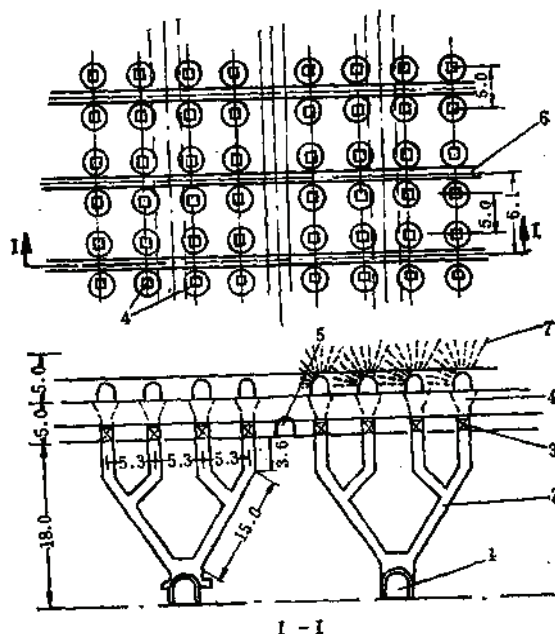


图 2-7-69 溜井放矿系统

1—运输巷道；2—放矿溜井；3—放矿口；4—指状天井；5—盘区巷道；6—格筛巷道；7—拉底炮孔

(6) 拉底水平布置在生产水平之上，其高度按出矿方式确定。在拉底水平上沿矿块边界或诱导崩落矿体底部进行横向切割，促使矿块崩落。拉底方式系用对角线后退式，布置扇形炮孔，孔深为3~4m，炮孔间距视矿体的强度变化确定，排距为1.5~2.0m，采用大直径(60~80mm)炮孔。爆破后矿块下部拉底巷道间的矿柱崩落，矿石通过放矿口放出。崩落所需的合理拉底面积很难进行计算，只能凭经验确定。国外矿山采用拉底面积为30×30m~120×120m。

(7) 新矿山在没有获得一定的生产经验以前，不能确定矿山的实际崩落特性。因

此, 初始崩落时常采用一些割帮措施促使崩落。

割帮是利用边角天井和联络道在拉底水平上沿矿块的原始边界开凿, 两者互相交叉。边角天井和联络道垂直高度为10~15m; 边角天井布置在矿块的四个角上, 断面一般为1.8×1.8m。这些工程是人为形成的弱面, 可以保证矿块沿固定的边界崩落。

(8) 新鲜风流通过入风井到运输水平, 经分风巷道进入工作面, 将粉尘和污风汇集到回风巷, 通过回风井排至地表, 根据采场情况一般需要少量的辅助通风设施, 见图2-7-70。若采用柴油设备则需大量的风量, 排除一氧化碳等气体。为了保证通风效果, 国外在通风井安装传感器监测空气质量、平均温度、一氧化碳和可燃性气体等。

7.9.5 回采与出矿

7.9.5.1 出矿方式

选用的出矿方式必须与矿石机械物理性质相适应, 并满足回采过程的要求。出矿方式有格筛出矿, 电耙出矿, 无轨设备出矿三种。

1. 格筛出矿

格筛出矿是一种重力放矿, 它是崩落的矿石经放矿口通过格筛转至溜井中, 要求崩落的矿石块度小于460mm左右。应严格控制地下水、粘土混入, 防止矿石粘结, 见图2-7-71。

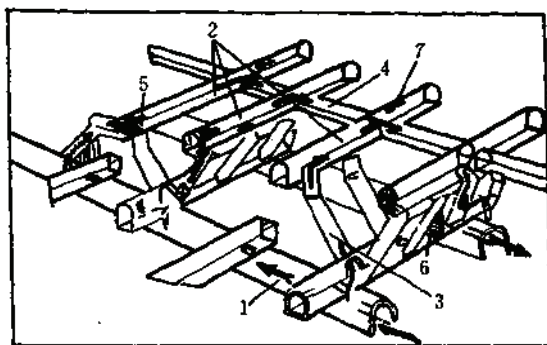


图 2-7-70 矿块通风

1—运输巷道; 2—分段巷道; 3—指状天井; 4—采场;
5—指状天井盖; 6—通风巷隔墙; 7—文丘里推进器

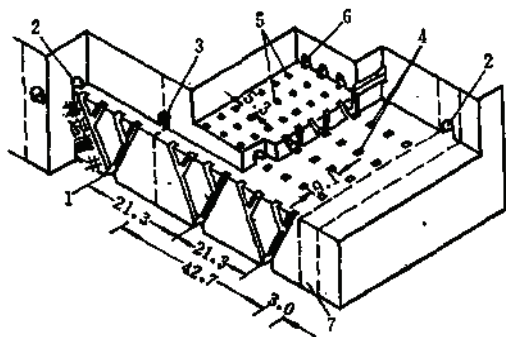


图 2-7-71 格筛放矿系统

1—运输巷道; 2—盘区巷道; 3—进路巷道; 4—格筛
和格筛巷道; 5—放矿天井; 6—拉底巷道; 7—矿柱

2. 电耙出矿

崩落的矿石经放矿口到电耙道, 利用电耙将矿石耙入转运溜矿井或直接耙入矿车中。这种出矿方式处理大块容易, 机动灵活, 适应性强, 见图2-7-72。

3. 铲运机出矿

用铲运机直接装运放矿口的矿石, 放矿口的间距较大, 一般达14~15m。铲运机要求的装矿巷道断面大, 因此, 应布置在稳固的矿岩中, 减少支护工作, 见图2-7-73。

7.9.5.2 诱导崩落

为了保证初始崩落的顺利进行和安全可靠, 通常对较坚硬的矿体进行诱导崩落, 除了水平拉底外, 还需做大量的边界切割和隔离天井工程, 并采用深孔、大孔进行边界预裂爆破。例如美国的欧拉德矿、菲律宾菲莱克斯矿1020水平以下, 均采用了诱导崩落。

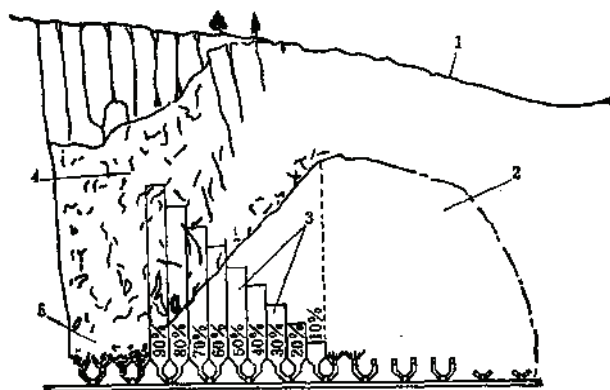


图 2-7-74 放矿控制程序

1—地表；2—未崩落矿石；3—放矿控制百分数；4—贫化区；5—放矿结束

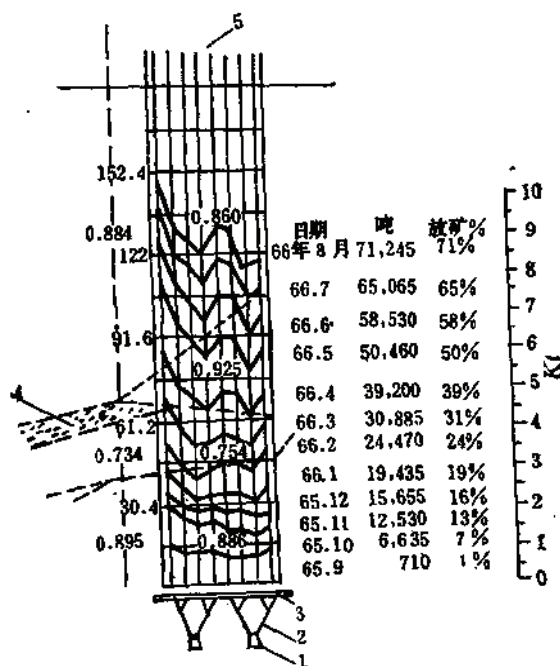


图 2-7-75 San Manuel矿按月进行放矿控制示例

1—运输平巷；2—转运溜矿井；3—格筛平巷；4—流纹岩；5—已崩落

盖层崩落等。

7.9.6 矿山实例

矿山实例见表2-7-43。

San Manuel铜矿矿体呈圆柱体，长2400m，宽750m，埋深550m。整个矿体为结构软弱、裂隙发育、强烈蚀变的石英二长岩。主要矿物为浸染型黄铜矿和少量的钼矿，属低品位矿床。矿体上部被较坚硬的安山岩砾岩覆盖，砾岩随着崩落在地表破裂成大块，部分砾岩放到放矿口时块度仍然很大。

矿山从开始生产以来，除少量用电耙出矿外，都是采用重力放矿，见图2-7-71。盘区的各矿块布置5~8条格筛巷道。

矿山实例

表 2-7-43

序号	矿山名称	赋存特征	单轴抗压强度 ($\times 10^3 \text{ Pa}$)	岩石质量 指标 RQD值 (%)	出矿 方式	构成要素(m)				
						矿块尺寸	矿块高	放矿口 间距	底柱	间柱
1	San Manuel矿	厚大班岩铜矿, 构造发育, 结构弱面多, 裂隙充填物呈软弱夹层, 强烈蚀变, 容易崩落。覆盖岩石为安山岩, 砾岩呈块状	500~700	10~50	格筛 出矿	61×42.7	193	5.3~ 10.7	18	3.0
2	Climax矿	矿床为裂隙充填砂交代作用, 厚大班岩铜矿, 矿石比较坚硬稳固。矿体受断层影响形成三条独立网状矿体。矿体走向长2100余米	~2100	30~68	电耙 出矿	122×85	91	10.4	5.6	
3	El Teniente	侵入型厚大班岩铜矿, 矿石类型分原生矿和次生矿。原生矿非常坚硬, 崩落较困难。围岩主要是安山岩, 其次为闪长岩、英安岩, 稳定性好	1000~1200	70~100	铲运机 出矿	120×70	100~ 180	14	18	

现在采用矿块成对角线后退式盘区崩落, 较过去按照棋盘式布置矿块的拉底顺序减小了地压。

开拓一个运输水平和一个格筛水平。矿体被划分成平行盘区, 宽为42.7m, 与矿体的短轴相交, 盘区布置双巷环形运输巷道, 见图2-7-72。

从运输巷道装载点的两侧以63°角向上开凿转运溜井至格筛水平, 垂高18.3m。在每个溜井高12.2m处分叉, 使一对溜井供四个放矿点使用。在格筛水平开掘间距为9.1m的格筛平巷, 长为42.7m。在格筛巷道每隔5.3m开凿一对放矿天井至拉底水平, 垂高为4.57m。

在拉底水平开掘1.52×2.1m的拉底巷道, 拉底作业一般是从已崩落矿块的一角开始, 沿对角线方向向未采矿块的一角后退进行。

格筛巷道、运输巷道采用喷锚支护、钢结构支护或300~450mm混凝土支护。

用格筛控制放矿。通过装填与放空运输水平至格筛水平之间已标定过容量的转运溜井来严格检查放矿口放出的矿量, 格筛为355mm的放矿口。一个放矿工每班放矿360t。放矿速度每天为450~610mm。

技术经济指标

表 2-7-44

出矿方式	放矿工效 每工班(t)	全员工效 每工班(t)	品位回收率 (%)	矿石吨数回收率 (%)	金属回收率 (%)	贫化率 (%)
格筛放矿	91~726	21.8~31.7	87~94	90~130	89~120	10~20
电耙出矿	31.7~227	8.16~23.85	55~95	85~120	60~98	10~20
铲运机出矿	218~461	22.8~25.7	93~106	95~105	98~105	10~20

7.9.7 技术经济指标

阶段自然崩落法的投资主要用在开拓采准工程和购置设备等方面。二次爆破炸药消耗、生产巷道的支护和维护约占整个开采成本的25~35%。

根据1976年国外矿山统计资料,采矿每吨直接生产成本(包括开拓成本)为1.6~2.2美元。

技术经济指标见表2-7-44。

7.10 放矿理论在设计中的应用

随着放矿理论的研究工作取得的进展,在崩落法设计中应逐步予以应用,虽然目前还有一段距离,但对于某些重点大型崩落法矿山在放矿模拟试验的基础上,应用放矿理论进行采场底部放矿结构和参数的设计是有必要的。

7.10.1 椭球体放矿理论

椭球体放矿理论以研究崩落矿石从采场放出时所产生的各种运动形体、放出量以及颗粒移动之间的关系为基本内容。放矿理论研究的目的在于寻求崩落采矿法采场结构参数的最优值,降低矿石损失、贫化率,改善最终回采指标。

椭球体原理、过渡原理和相关关系原理是椭球体放矿理论的三个基本论点。

崩落采矿法采场放矿时,当从单个放矿口放出一定量的矿石之后,崩落矿岩体中一定空间范围内的崩落矿岩将投入运动并产生二次松动。随着矿石的不断放出,该范围将逐步扩大。范围之外的矿岩仍处于静止状态。在一定范围内投入运动的崩落矿岩的空间几何形态称之为松动体,或称为移动带。多个放矿口形成的松动体将产生相互交叉、相互影响和相互制约的关系。对这种相互关系的定量研究,是研究矿岩接触面移动规律、水平下降极限、矿石贫化开始高度以及矿石回收率和混入率指标预测的基础,也是合理确定采场结构参数、选择放矿控制方法的重要依据。

7.10.1.1 松动体的形态

试验表明,松动体呈纺锤状。为了简化计算,在设计生产中,松动体可按旋转体考虑。

放出椭球体、移动漏斗、松动椭球体、放出漏斗、移动椭球体、颗粒运动轨迹、等速椭球体等各运动形体的相互关系见图2-7-76。

7.10.1.2 有关椭球体的计算公式

1. 放出椭球体体积

放出椭球体可看成为一个截头椭球,见图2-7-77,其体积可用下式求得:

$$\begin{aligned} Q &= \frac{2}{3} \pi a b^2 + V_s \\ &= \frac{2}{3} \pi a^3 (1 - e^2) + V_s \end{aligned} \quad (2-7-1)$$

$$\begin{aligned} V_s &= \int_{x_1}^{x_2 - na} \pi y^2 dx \\ &= \int_{x_1}^{x_2 - na} \pi (a^2 - x^2) \frac{b^2}{a^2} dx \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 &= \pi \left[(na)b^2 - \frac{(na)^3 b^2}{3a^2} \right] \\
 &= \pi \frac{ab^2(3n-n^3)}{3} \\
 &= \frac{1}{3} \pi a^3 (1-e^2)(3n-n^3) \quad (2-7-2)
 \end{aligned}$$

式中 Q ——放出椭球体体积, m^3 ;
 a ——旋转椭球体长半轴, m ;
 b ——旋转椭球体短半轴, m ;
 e ——旋转椭球体偏心率;

$$n = \frac{x}{a}$$

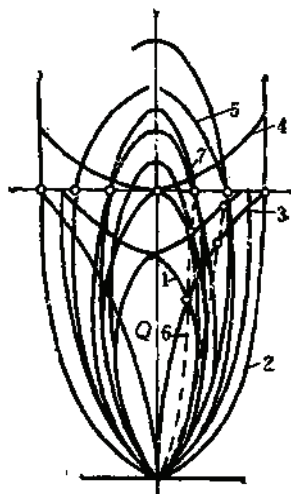


图 2-7-76 各运动形体相互关系。

1—放出椭球体; 2—松动椭球体; 3—放出漏斗; 4—移动漏斗; 5—移动椭球体; 6—颗粒运动轨迹; 7—等速椭球体

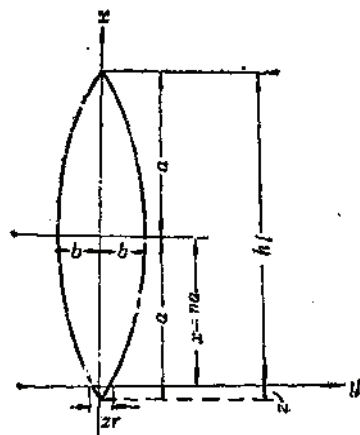


图 2-7-77 放出椭球体尺寸关系

若以放出椭球体(截头椭球体)高 h_f 和放矿漏斗半径 r 表示 a , 则:

$$a = \frac{h_f}{2} + \frac{ar}{2b} = \frac{h_f}{2} \left(1 + \frac{r^2}{h_f^2(1-e^2)} \right) \quad (2-7-3)$$

$$x = \frac{h_f}{2} \left(1 - \frac{r^2}{h_f^2(1-e^2)} \right)$$

$$n = \frac{x}{a} = \frac{1 - \frac{r^2}{h_f^2(1-e^2)}}{1 + \frac{r^2}{h_f^2(1-e^2)}} \quad (2-7-4)$$

将 a 和 n 值代入(2-7-2)式, 然后再代入(2-7-1), 得放出椭球体体积 Q ;

$$Q_f = \frac{\pi}{6} h_f^3 (1 - e^2) + \frac{\pi}{2} r^2 h_f$$

计算时,可略去截头部份的影响,并使 $\frac{h_f}{2} = a$, 于是:

$$Q'_f = \frac{\pi}{6} h_f^3 (1 - e^2) \quad (2-7-5)$$

当采场矿石放出高度超过 20m 以上时,按 (2-7-5) 式计算的误差不超过放出矿石总量的 10~15%。

若将放出体抽象为完全椭球体, (2-7-5) 式可写为:

$$Q'_f = \frac{\pi}{6} h_f^3 (1 - e_f^2), \text{ 其中 } e_f \text{ 为计算偏心率。}$$

2. 放出椭球体偏心率

由于

$$\frac{b^2}{a^2} = 1 - e^2$$

所以

$$e = \sqrt{1 - \frac{b^2}{a^2}} \quad (2-7-6)$$

上述 $1 - e^2$ (或 $1 - e_f^2$) 也可写成指数型回归方程式:

$$\begin{aligned} 1 - e^2 &= K h_f^n \\ e &= \sqrt{1 - K h_f^n} \end{aligned}$$

由此可得出放出椭球体体积的又一表达式:

$$Q_f = \frac{\pi}{6} K h_f^{3-n}$$

式中 K 、 n 为实验常数。

3. 松动椭球体

1) 松动椭球体体积 Q_s

据实验,

$$Q_s \approx (11 \sim 16) Q_f \quad (2-7-7)$$

即松动椭球体体积为放出椭球体体积的 11~16 倍。

2) 松动椭球体高度 h_s

由于 $Q_s = \frac{\pi}{6} (1 - e_s^2) h_s^3$ (e_s ——松动椭球体偏心率)

$$h_s = \sqrt{\frac{6Q_s}{\pi(1 - e_s^2)}}$$

$$\text{令 } Q_s = 15Q_f, \quad Q_f = \frac{\pi}{6} h_f^3 (1 - e^2)$$

则

$$h_s = 2.46 h_f \approx 2.5 h_f \quad (2-7-8)$$

即松动椭球体高为放出椭球体高的 2.5 倍。

7.10.1.3 过渡原理

若放出椭球体 Q_f 被放出, 则原来移动椭球体 Q_0 的剩余部分能整体过渡到移动体 Q 的空间位置, Q_0 表面的所有颗粒也能整体过渡到移动体 Q 表面的相应位置。这就是过渡原理。

根据过渡原理, 并考虑散体移动时的二次松散, 可建立移动过渡方程:

$$Q_f = Q_0 - \frac{Q}{\eta} \quad (2-7-9)$$

式中 η ——二次松散系数。

7.10.1.4 相关关系原理

在椭球体表面颗粒点整体过渡的同时, 同一表面任意两颗粒点间, 在垂直方向上相对于漏口平面的距离保持原来的比例关系。这就是相关关系原理。

在图2-7-78中的A、B、C三点可建立以下相关关系方程:

$$\frac{x}{h} = \frac{x_0}{h_0} = \eta_{AB} \quad (2-7-10)$$

$$\frac{x_0}{h} = \frac{x_0 c}{h_0} = \eta_{AC} \quad (2-7-11)$$

式中 η_{AB} 和 η_{AC} 分别为A、B和A、C两点间的移动相关指数。

在整个移动过程中, η_{AB} 和 η_{AC} 均为一常数, 但一般情况下 $\eta_{AB} \neq \eta_{AC}$ 。

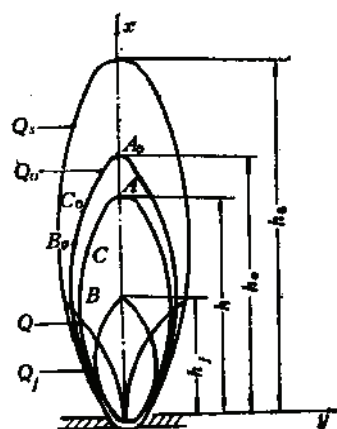


图 2-7-78 矿石的放出和移动过程

7.10.2 分段巷道垂直距离的确定

7.10.2.1 有底柱分段崩落法的最低分段高度

为了获得良好的放矿指标, 最低分段高度 (h_d) 应等于极限高度 (h_j) 加底柱高度 (h), 即:

$$h_d = h + h_j$$

所谓极限高度, 就是相邻漏斗彼此相切的放出椭球体的高度。当漏斗间距小、斗颈半径大和矿石松散性好时, 椭球体的偏心率小, 极限高度也较低, 这时纯矿石回收率较高。

确定极限高度的方法主要有三种:

1. 利用已知漏斗间距和放出体偏心率, 求极限高度

$$h_j = \frac{l}{\sqrt{1-e_j^2}} \quad (2-7-12)$$

式中 h_j ——极限高度, m;

l ——漏斗间距, m;

e_j ——达到极限高度时的放出体偏心率, 由试验获得。

2. 利用经验公式求极限高度

上式中的偏心率要通过大量的现场实验才能得出, 因此难于在新设计的矿山中应用。

经实验, 极限高度可用下述经验公式求得:

在有效放矿层高度 (h) 与漏斗直径 (d) 的比值大于 3 以及漏斗间距 (l) 大于 d 的条件下, 根据矿石性质确定极限高度:

对块状矿石

$$h_j = 3.3(l - d) \quad (2-7-13)$$

对粒级为5~100mm含量达50%以上的粉粒状矿石

$$h_j = 7.2(l-d) \quad (2-7-14)$$

3. 利用散体系数确定极限高度

$$h_j = \frac{l^2}{4\rho} \quad (2-7-15)$$

式中 ρ ——细颗粒带粘性矿石为0.32;中等松散矿石为0.37;松散性好的矿石为0.435或更大;大块矿石为0.222。

有底柱分段崩落法的最低分段高度还可由中间移动角确定。所谓中间移动角,是指相邻漏斗放矿时处于当量放出体相切点上的颗粒的移动角,该值由实验测定得出。

从图2-7-79可知:

$$h = h_j = (l-d)\operatorname{tg}\alpha \quad (2-7-16)$$

式中 h ——有效放矿层高, m,

h_j ——极限放矿层高, m,

l ——相邻漏斗轴线间距, m,

d ——底部漏斗直径, m,

α ——中间移动角, ($^\circ$)。

据图2-7-79

$$\alpha = \arctg \frac{h}{1.4R-d} \quad (2-7-17)$$

式中 R ——高为 h 的放出漏斗半径, m, 其他符号同 (2-7-16) 式。

由此可得最低分段高 h_d :

$$h_d = h + h' \quad (2-7-18)$$

式中 h' ——运输水平到耙(装)矿巷道顶板以上1 m止的底柱高, m。

7.10.2.2 无底柱分段崩落法的最低分段高度

无底柱分段崩落法的分段高度往往受凿岩设备有效钻孔深度的限制,但为了取得良好的放矿效果,分段高度 (h_d) 应满足以下条件:

$$h_d = \frac{h_f + h_D}{2} \quad (2-7-19)$$

式中 h_D ——回采进路高, m,

h_f ——放矿层高, m,

$$h_f = \frac{2b}{\sqrt{1-e^2}}, \quad b \text{ 和 } e \text{ 分别为当量放出体短半轴和偏心率。}$$

无底柱分段崩落法的回采巷道应按菱形布置、使回采巷道中的废石出现晚,放矿效果好。在垂直方向上,回采巷道应设在放出椭球体最大宽度 (W_T) 的地带,见图2-7-80,一般在约 $2/3h$ 处 (此处 h 为下一分段巷道顶板以上的放出高度)。据此,可确定分段高度 (h_d)。总放出高度 (h_T) 顶点的位置可十分近似地确定,即图中点1和点2引出斜线的交点。

无底柱分段崩落法的分段高度也可由中间移动角 (α) 确定。当无底柱分段崩落法的上下分段呈菱形布置时,分段高度为:

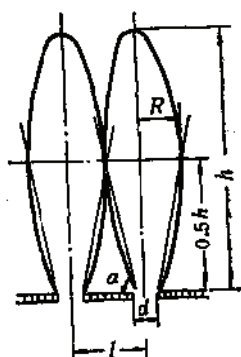


图 2-7-79 当量放出体与中间移动角

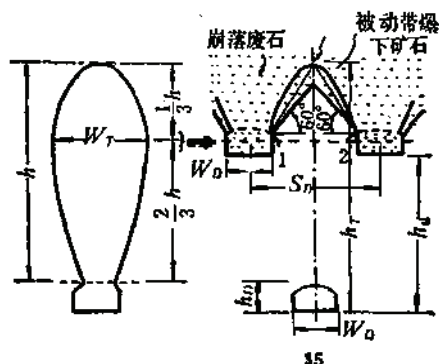


图 2-7-80 分段巷道位置

$$h_d = 0.5[h_D + (S_D - 2W_D)\tan\alpha] \quad (2-7-20)$$

式中 h_d ——分段高，m；

W_D ——分段巷道宽，m；

S_D ——分段巷道轴线间距，m。

7.10.3 分段巷道水平距离的确定

7.10.3.1 有底柱分段崩落法出矿巷道间距

在出矿巷道双侧布置漏斗的情况下，出矿巷道间距为漏斗间距的 2 倍，即

$$L = 2l \quad (2-7-21)$$

式中 L ——出矿巷道间距，m；

l ——漏斗间距，m。

7.10.3.2 无底柱分段崩落法分段巷道间距

1. 按放出椭球体计算

$$S_D = 2b + W_D = h_f \sqrt{1 - \varepsilon^2} + W_D \quad (2-7-22)$$

式中符号同前。

2. 经验公式

如图 2-7-80，已知 h_T 及 W_T ，就可确定两个分段平巷轴线之间的水平距离 S_D 。

当放出高度 $h_d \leq 18\text{m}$ 时，

$$S_D < \frac{W_T}{0.6} \quad (2-7-23)$$

当放出高度 $h_d > 18\text{m}$ 时，

$$S_D < \frac{W_T}{0.65} \quad (2-7-24)$$

式中 W_T ——放出椭球体最大宽度，m。

$W_T \approx W' + a - 1.8$ ，见图 2-7-81；

其中 W' ——与放出总高度 h_T 有关的放出椭球体的理论宽度，m；

a ——放矿口有效宽度，m。

3. 用中间移动角确定分段巷道水平间距

$$S_D = \frac{2(h_d + W_D \operatorname{tg} \alpha) - h_D}{\operatorname{tg} \alpha} \quad (2-7-25)$$

式中符号同 (2-7-20) 式。

7.10.4 其他有关参数的确定

7.10.4.1 用内摩擦角确定最佳铲取深度

用铲运机 (或装载机) 出矿时, 最佳铲取深度 (x) 可根据图 2-7-86 推导出来:

$$\frac{h_D}{2+L} \approx \operatorname{tg} \phi_2 \quad \text{又} \quad \phi_2 \approx \phi$$

$$\text{所以} \quad x = \frac{h_D - L \operatorname{tg} \phi}{\operatorname{tg} \phi} \quad (2-7-26)$$

$$\text{又:} \quad \frac{L}{h_D} = \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \phi}{2}$$

$$L = h_D \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \phi}{2}$$

将 L 代入 (2-7-26) 式

$$x = h_D \left(\operatorname{ctg} \phi - \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \phi}{2} \right) \quad (2-7-27)$$

式中 x ——最佳铲取深度, m;
 h_D ——分段巷道高, m;
 ϕ ——散体内摩擦角, ($^\circ$)。

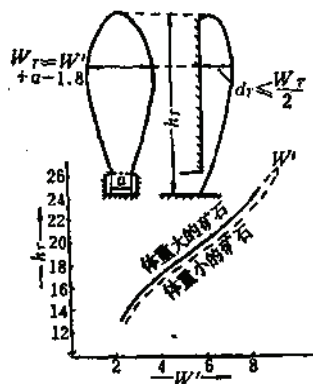


图 2-7-81 与放出总高度 h_T 有关的放出椭球体的近似宽度

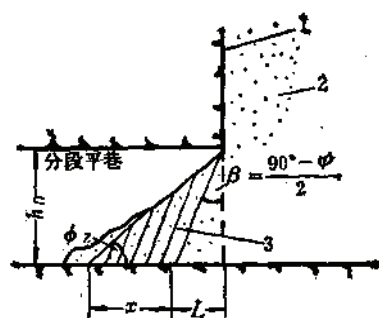


图 2-7-82 最佳铲取深度
 1—端壁; 2—爆下矿石; 3—应力轨迹

7.10.4.2 端壁倾角

无底柱分段崩落法采矿端壁面与水平面的夹角叫做端壁倾角。端壁倾角对放矿椭球体的发育有直接影响: 端壁前倾, 放出体体积小; 端壁后倾, 放出体体积大; 端壁垂直, 放出体体积介于上述两类体积之间。

放出椭球体中心轴偏离端壁的角度叫轴偏角。端壁倾角为 75° 、 90° 、 105° 时, 相应的轴偏角分别为 $0 \sim 3^\circ$ 、 $6^\circ \sim 8^\circ$ 和 15° 。

分段崩落法端壁倾角一般为 80° ，这一角度有利于凿岩及向钻孔装药，也有利于降低矿石贫化率。

从放矿角度出发，端壁倾角由矿石块度 d_k 与废石块度 d_y 的比值确定：

当 $\frac{d_k}{d_y} > 1$ 时，采用 $80^\circ \sim 90^\circ$ 的前倾端壁；

当 $\frac{d_k}{d_y} = 1$ 时，采用 90° 的垂直端壁；

当 $\frac{d_k}{d_y} < 1$ 时，采用 $105^\circ \sim 110^\circ$ 的后倾端壁。

7.10.4.3 崩矿步距和放矿步距

在无底柱分段崩落法中，当分段高度和回采巷道的间距及断面确定之后，能起调整作用的参数就是崩矿步距和放矿步距。

首先，根据放出椭球体的外形确定放矿步距的最大值和最小值。其最大值与放出椭球体短半轴的长度相等，这时可避免正面废石混入造成的正面损失，但此时残留脊椎高，矿石损失大。放矿步距的最小值等于放出椭球体短半轴长度的一半，这时，损失减少，但贫化增大。因此，放矿步距应介于上述最大与最小值之间。

端壁倾角为 90° 时，放矿步距 (e) 可近似求得：

$$e \approx \frac{h_d}{2} \sqrt{1 - \varepsilon^2} \quad (2-7-28)$$

式中 e ——放矿步距，m；

其他符号同前。

上式考虑了整体矿石经爆破后的挤压碎胀。

据放矿步距，可求出崩矿步距 (ω)：

$$\omega = \frac{e}{K} \quad (2-7-29)$$

式中 K ——矿石碎胀推移系数，一般可取 $1.2 \sim 1.25$ 。

最优崩矿步距也可用中间移动角求得：

$$\omega = \frac{1}{K} \left(\frac{h_d - \frac{1}{2} h_D + m \operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \alpha} \right) \quad (2-7-30)$$

式中 α ——中间移动角， $(^\circ)$ ；

m ——与铲取深度及矿石流动性能有关的矿石流水平厚度，一般取 $0.8 \sim 0.9$ m。

其他符号同前。

计算出来的 ω 值应根据最小抵抗线进行调整。

最优放矿步距为：

$$e = K\omega \quad (2-7-31)$$

7.10.4.4 放矿口直径的确定

放矿漏斗口直径对放矿和矿石的损失贫化影响较大。放矿口过大，出矿量难以控制，放矿口过小，易发生阻滞。

放矿口的有效放矿宽度，取决于分段平巷的宽度及其顶板形状。平巷呈拱形时，有效放矿口的宽度较小，对分段崩落法放矿不利；平巷顶板呈水平时，平巷的总宽度可得到充分利用，并可看成是回采出矿口的有效宽度。

确定放矿口直径的方法：

1. 用应力极限平衡原理确定全断面流出的放矿口直径 (d)

$$d = \frac{2(c+c') + (1+\sin\phi)}{K\gamma} \quad (2-7-32)$$

式中 K ——系数。对圆形及方形漏斗口， $K=0.5$ ；对楔缝式漏斗， $K=1$ ；

γ ——矿石松散体重， t/m^3 ；

c ——矿石粘结力， t/m^2 ；

c' ——边壁摩擦力， t/m^2 ；

ϕ ——内摩擦角， $(^\circ)$ 。

2. 根据崩落法矿石块度确定漏口直径

大量崩落采矿法采用中深孔和深孔崩矿时，矿石块度一般较大且不均匀，这时，漏口直径往往通过现场实验确定，或按下面公式确定。

大块含量不多且矿石块度较均匀时

$$d \geq 3d_k \quad (2-7-33)$$

式中 d_k ——最大允许块度， m 。

不合格块度的矿石较多时

$$d = 4d_k - 0.5\mu(d_p - d_k) \quad (2-7-34)$$

式中 d_p ——不合格大块平均尺寸， m ；

μ ——不合格大块百分含量， $\%$ 。

矿石块度极不规则时

$$d \geq 4.2b_k \quad (2-7-35)$$

式中 b_k ——允许最大块度的平均宽， m 。

7.10.4.5 漏斗间距 (L)

为了最大限度地回收矿石，漏斗间距一般为与极限高度相适应的放出体的短半轴的两倍即：

$$L = 2b \approx h_j \sqrt{1-e^2} \quad (2-7-36)$$

用中间移动角 (α) 可确定有底柱分段崩落法的最大漏斗间距 (L_{max})：

$$L_{max} = \frac{h}{\tan\alpha} + d \quad (2-7-37)$$

式中 h ——实际有效放矿层高， m ；

d ——底部漏斗直径， m 。

7.10.5 崩落法合理结构参数的计算例题

原始资料见图2-7-80。

无底柱分段崩落法分段巷道宽 $W_D = 3.5m$ ；

分段巷道高 $h_D = 3m$ ；

有效放出宽见图2-7-81, $a = W_D \times 0.7 = 2.45\text{m}$,

平均中间移动角 $\alpha = 82^\circ 10'$,

散体内摩擦角 $\phi = 38^\circ 23'$,

进路间距 $S_D = 10\text{m}$,

总放出高(预测) $h_T = 21\text{m}$,

计算:

(1) 放出椭球体理论宽度见图2-7-81, $W' = 6.5\text{m}$;

(2) 据2-7-24式, $W_T \approx 6.5 + 2.45 - 1.8 = 7.15\text{m}$;

(3) $d_T \leq \frac{W_T}{2} \leq \frac{7.15}{2} = 3.6\text{m}$;

(4) 验证进路间距 $S_D < \frac{W_T}{2.65} = 11\text{m}$ (取 10m);

(5) 据2-7-20式, 分段高度 h_d 为:

$$h_d = 0.5[3 + (10 - 2 \times 3.5) \tan 82^\circ 10'] = 12.4\text{m}$$

取 $h_d = 12\text{m}$;

(6) 据2-7-30式, 最优崩矿步距 ω 为:

$$\omega = \frac{1}{1.2} \left(\frac{12 - \frac{3}{2} + 0.9 \tan 82^\circ 10'}{\tan 82^\circ 10'} \right) = 1.8\text{m}$$

(7) 最优放矿步距 $e = 1.2 \times 1.8 = 2.2\text{m}$;

(8) 据2-7-26式, 最佳铲取深度 (x) 为:

$$x = 3 \left(\tan 38^\circ 23' - \tan \frac{90^\circ - 38^\circ 23'}{2} \right) = 2.3\text{m}.$$

7.10.6 矿石损失率与贫化率的预测

7.10.6.1 数理统计与类比法

设计常用这一方法确定矿石损失贫化指标, 详见第十四章矿石损失与贫化, 但准确性较差。

7.10.6.2 模型实验法

该法是国内外目前预测矿石损失贫化值和研究崩落采矿法有关工艺和结构参数的一种主要方法。

进行崩落法放矿模型实验时, 采用正交实验或回归正交实验, 其预测准确性较高。

7.10.6.3 数值模拟(理论计算)法

在多孔放矿研究中有三个问题需要解决, ①矿岩界面的移动过程, ②矿石残留体、放矿后矿石损失形态、空间位置和数量, ③放出体形态。采用数值模拟法可求解这些问题。

7.10.6.4 解析法

根据放矿椭球体的偏心率、有效放矿层高度、相邻漏斗间距、漏斗半径、放矿步距、放矿接触面等因素与矿石回收率及贫化率的关系进行预测。

具体预测方程计算本章从略。

7.10.7 放矿截止品位确定

崩落采矿法是在崩落的覆盖岩下放矿, 随着矿石放出, 废石逐渐混入, 贫化逐渐增大,

因此，必须确定合理的放矿截止品位，以获得较好的技术经济指标。

主要有下述三种方法确定放矿截止品位：

(1) 类比法，根据条件相似的矿山选用。如冶山铁矿、玉泉岭铁矿、梅山铁矿为生产多年的矿山，计算及实践表明，铁的放矿截止品位为15%是合理的。

(2) 价格法，根据产品——成品矿、精矿等价格进行计算，反推算出放矿截止品位。

(3) 盈利法，以报第一吨工业矿量盈利最大或开采全部工业矿量盈利最多为原则，进行计算，确定放矿截止品位。

第八章 充填采矿法

责任编写单位 长沙有色冶金设计研究院

参加编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 胡菊南 黄燮中 刘大荣

8.1 概述

8.1.1 充填采矿法应用概况

凡是符合下述生产工艺的采矿方法，本手册将其归入充填采矿法，它的生产工艺可概括为：随着回采工作面的推进，采空区用充填料充填，充填是该法回采过程中的必要工序，其作用是支撑两帮、控制岩移，并作为回采工作继续进行的工作底板或者是矿房采空后，一次事后充填，以支撑上下周围矿岩，使相邻矿柱得以顺利回采。

充填采矿法有以下优点：

- (1) 采准切割工程量少；
- (2) 适应矿体形态变化的能力强，灵活性大，矿石损失、贫化率小；
- (3) 能够有效地维护围岩，减缓围岩的移动；
- (4) 对于极薄矿脉或多品种矿石的矿体，可进行选别回采；
- (5) 能防止矿床开采时的内因火灾，有利于深热矿井工作面降温。

充填采矿法的缺点：

- (1) 多一充填工序，回采工艺相对复杂，采矿成本较高；
- (2) 回采循环时间较长，生产能力相对较低，若采矿与充填配合不好，充填工艺不成熟时，对矿块生产能力影响较大。

目前国外使用充填采矿法最多的国家是加拿大、澳大利亚。其次是日本、瑞典、美国和联邦德国。充填采矿法在我国的发展，经历了三个阶段：五十年代，我国主要采用方框支柱充填和干式充填采矿法，由于劳动效率很低，成本高，只在少数几个矿山使用；六十年代由于水砂充填、胶结充填工艺的试验推广，在凡口、金川、锡矿山、红透山、凤凰山、铜绿山等大型骨干有色金属矿山相继应用。七十年代末到八十年代，由于铲运机等无轨设备的引进，机械化上向水平分层充填法和VCR法的试验推广，把充填采矿法的效率提高到一个新的水平。由于采矿成本较高，充填采矿法在黑色金属矿山应用仍然较少，有色金属矿山约占总产量的19%。

目前我国应用充填采矿法的主要矿山如表2-8-1。

8.1.2 充填采矿法的适用条件

- (1) 矿石品位高的富矿，稀有、贵重金属矿床；
- (2) 矿体形态很不规则，厚度、倾角变化大，分枝复合现象严重，含夹石多的矿床；

我国应用充填采矿法的主要矿山

表 2-8-1

矿山名称	采矿方法	选用充填采矿法的原因
凡口铅锌矿	上向(水平分层)充填法; 机械化上向(盘区)充填法; 留矿采矿事后充填法; VCR事后充填法	矿石品位高, 要求限制围岩移动, 防止岩溶水涌入坑内
金川龙首矿	上向(水平分层)充填法; (倾斜)下向(分层)充填法	矿石品位高, 尽量减少贫化, 损失率, 矿岩不稳固
金川二矿区	上向(水平分层)充填法; (倾斜)下向(分层)充填法; VCR事后充填法(试验); 上向(机械化)进路充填法(试验); 下向(机械化进路)充填法(试验)	矿石品位高, 且保护上部贫矿, 矿岩不稳固
黄沙坪铅锌矿	上向(干式)充填法(带混凝土隔墙); 上向(尾砂胶法)充填法; 下向充填法(V号矿体)	矿石品位高, 矿体形态复杂
湘潭锰矿	整式(水砂)充填法	防止顶板冒落发火
大厂铜坑矿91号富矿	分段空场事后充填法; VCR及阶段空场事后充填法(试验)	矿石品位高, 保护上部贫矿开采
铜陵凤凰山铜矿	点柱(尾砂)充填法; 上向分层(尾砂)充填法	保护地表河流、农田, 防止地表水浸入坑内
铜陵安庆铜矿	矿柱VCR事后充填法; 矿房阶段空场事后充填法	防止地表盆地汇水体浸入坑内
柏枹铜矿	下向分层充填法; 上向(分层胶结)充填法	矿岩稳固性差, 矿石品位高, 矿体形态复杂
红透山铜矿	留矿采矿事后充填法; 阶段空场事后充填法; 上向(机械化分层)充填法	控制地压活动, 回采厚大的矿体
牟定铜矿	分段空场事后充填法	保护地表河流、公路
大姚铜矿	分段空场事后充填法	保护地表河流
三山岛金矿	点柱分层充填采矿法	防止海水渗入坑内
大冶丰山铜矿	上向(尾砂)充填采矿法	保护地表河流, 防止地表水浸入坑内
熊家金矿	上向进路充填法(试验); 上向(分层尾砂胶结)充填法	保护地表高产农田
会泽70厂	上向(尾砂)充填采矿法	矿石品位高
白银小铁山铅锌厂	上向进路充填采矿法等	矿石品位高, 矿岩均较破碎
大河铜矿	上向(分层干式)充填法	矿体形态复杂, 上盘节理发育
锡矿山河床下矿体开采	房柱采矿事后胶结、水砂充填法	保护地表河流
托里铬矿	上向(分层胶结)充填法	要求尽量减少损失、贫化率
大冶铜绿山铜矿	(带混凝土隔墙)上向(水砂)充填法(Ⅱ号矿体); 点柱(水砂)充填法(Ⅲ号矿体)	矿石品位较高, 顶盘围岩稳固性变化大
哈拉通克铜镍矿	上向(分层胶结)充填法	回采特富矿保护周围贫矿
云锡马拉格矿	方框支柱充填法	限制围岩移动, 保护上部矿柱

续表

矿山名称	采矿方法	选用充填采矿方法的原因
青上铜矿	(带混凝土隔墙)上向(水平分层)充填	上盘围岩不稳固,地表不允许崩落
湘西金矿	壁式充填法,单斜削壁充填法	保护地表,矿脉极薄
铜山铜矿	上向(分层)充填法	露天与地下同时开采,保护露天人车沟
711矿	上向(干式)充填法	减少放射性污染
新城金矿	上向(分层)充填法	保护地表果园
金州石棉矿	上向(分层干式)充填法	上盘围岩不稳固,暴露后易剥落

(3) 矿体的上、下盘围岩不稳固或者矿石、围岩都很破碎的矿床;

(4) 地表有河流、湖泊、农田、果园、铁路村庄等需保护的矿床;

(5) 埋深超过 800~1000m 的某些矿床;

(6) 开采有内因火灾或有放射性危害的矿床;

(7) 若贫矿在上部,富矿在下部,需优先开采富矿的矿床;

(8) 矿体垂深很大,需在垂直方向上分数区段同时开采的矿床;

(9) 因某种原因,需由下而上回采推进的矿床。

如上所述,充填采矿法的适用条件很广,但它的种类很多,选择哪种充填法取决于矿岩的稳固条件及矿体产状。图 2-8-1 可看出瑞典矿山按矿岩稳固性及矿体厚度划分充填法各种方案的适用条件的趋势。

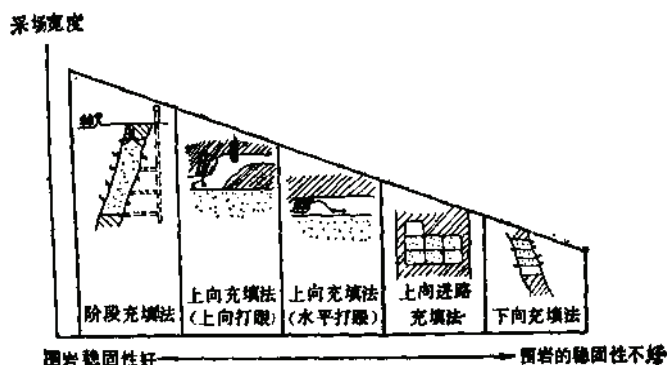


图 2-8-1 矿岩稳固性与充填法方案

充填法按采场结构分类,参见表 2-8-1。

8.2 回采顺序和充填体的作用

8.2.1 充填采矿法的回采顺序

由于充填采矿法有控制岩移的作用,它与空场法,崩落法不同,在矿体垂直方向的回采顺序可组成下述多种方案。

8.2.1.1 由上而下的推进 (常规推进方式)

回采阶段布置在矿体的上部, 阶段推进方向是由上而下进行的。若多阶段同时回采时, 一般为下部阶段采矿房, 上部阶段采间柱, 如图 2-8-2。

1. 主要特点

- (1) 后期回采坑道在前期回采移动带范围外地压管理简单;
- (2) 基建工程量少;
- (3) 符合正常的回采顺序。

2. 适用条件

适用于所有中小、厚大矿体。

8.2.1.2 由下而上推进

回采阶段布置在矿体的下部, 采场回采推进方向和阶段推进方向都是由下而上。为保证回采的安全, 个别矿山还留有少量的永久矿柱, 如图 2-8-3。

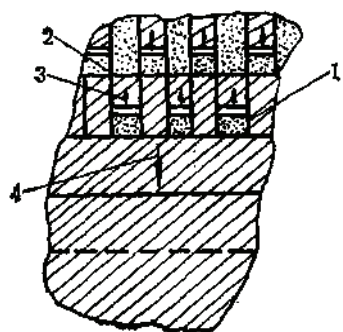


图 2-8-2 由上而下推进示意图

1—矿房, 2—间柱, 3—采场推进方向, 4—阶段推进方向

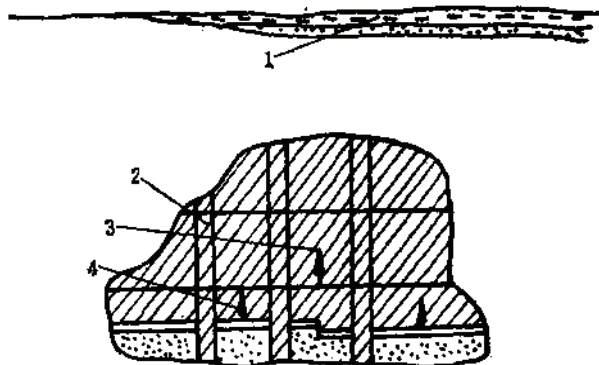


图 2-8-3 由下而上推进示意图

1—地表水体, 2—间柱, 3—采场回采推进方向, 4—阶段推进方向

1. 主要特点

- (1) 能用高阶段回采, 可减少或者不留阶段矿柱、回收率高;
- (2) 可优先回采下部富矿;
- (3) 有利于采用无轨设备开采, 尽快达产;
- (4) 对需保护地表的矿体, 能逐步摸索和总结开采经验, 安全性较好;
- (5) 基建工程量较大;
- (6) 要求矿体深部控制清楚。

2. 适用条件

- (1) 较孤立的中、小矿体;
- (2) 水体下回采的中、小矿体;
- (3) 上部未探清, 分支复合或老硐多而矿量少的某些矿体。

3. 实际应用矿山

三山岛金矿、金川二矿区东部采区, 鸡冠嘴铜矿 (设计)、瑞典 Langdal 矿、加拿大

kiena 金矿、爱尔兰 Avoca 铜矿等。

8.2.1.3 间隔由上而下的推进

以某一水平为界，将矿体分成上、下两段，各段自成一回采区，每段的推进方向是由上而下进行的，如图 2-8-4。

1. 主要特点

除同由上而下推进的特点外，尚有：

- (1) 生产能力可大大增加；
- (2) 对采矿方法和充填质量要求更高，接顶要好；
- (3) 地压管理复杂、严格。

2. 适用条件

矿体沿走向长度短，垂深大，以及生产规模要求大的某种特例。

矿岩条件为中等稳固。

加拿大 Kidd Creek 矿即间隔由上而下推进。

8.2.1.4 间隔由下而上的推进

以某一水平为界，将矿体分成上下两段，每段自成为一独立回采区。每段的推进方向是由下而上进行的，如图 2-8-5。

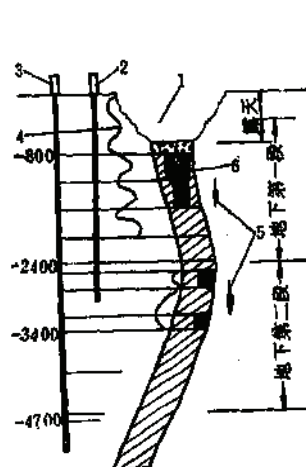


图 2-8-4 间隔由上而下推进示意图

1—已采完的露天坑，2—第一段提升竖井，
3—第二段提升竖井，4—斜坡道，5—间隔
推进方向，6—已采矿块

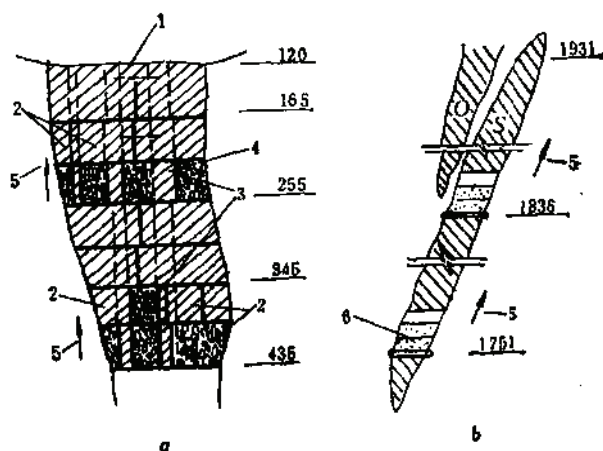


图 2-8-5 间隔由下而上推进示意图

a—Centennial 矿推进示意图；b—707 矿推进示意图
1—湖底，2—V.C.R 事后充填法采场，3—分段空场法事后充填
采场，4—矿柱，5—推进方向，6—上向尾砂充填采场

1. 主要特点

除同由下而上推进的特点外，尚有：

- (1) 因间隔同时上采，生产能力可大大提高；
- (2) 地压管理更复杂严格，有时需留足够的永久矿柱。

2. 适用条件

矿体长度短、垂深大，以及生产规模要求大或某种水体下回采的特例。

3. 实际应用矿山

加拿大 Centennial 矿, 会泽七〇厂。

8.2.2 充填采矿法矿房、矿柱的组合

8.2.2.1 充填采矿法在回采阶段上的布置

充填采矿法在回采阶段上的布置大致有二类, 一类是不留矿柱或只留少量永久性矿柱的一次性连续回采, 另一类是将阶段矿体分为矿房、矿柱的多步骤组合回采。一般在矿柱分采时, 地压管理相对复杂, 矿石贫化损失率大, 容易形成多阶段作业, 使生产管理复杂化, 故在条件允许时, 应优先采用连续回采。

连续回采的主要方案有:

- (1) 长壁式连续回采方案;
- (2) 点柱式连续回采方案;
- (3) 下向分层连续回采方案;
- (4) 分段连续回采方案;
- (5) 上向分层连续回采方案。

当矿体的厚度超过某一界限或矿体的水平面积较大时, 为了保证回采的安全, 一般采用矿房、矿柱的组合形式回采。一步骤回采时的采场, 称为矿房, 其他为矿柱。

8.2.2.2 矿房、矿柱的组合原则

(1) 应选用不同的采矿方法 (有时也可以用一种), 先后回采矿房、矿柱, 使其兼备两种采矿方法的优点;

(2) 应以矿山岩体力学为基础, 协调采矿工艺、设备及采场结构三者之间的内在联系, 使之既依存又独立;

(3) 应合理地确定矿房、矿柱的矿量比例。考虑地压、产量、胶结材料供应等条件, 综合平衡房、柱采矿方法的技术经济指标, 达到综合最优, 获得较大的经济效益;

(4) 矿房、矿柱的装备水平及矿块生产能力应合理地协调, 以保持正常的回采顺序。

8.2.2.3 矿房、矿柱组合的主要形式

1. 一房一柱的组合 (通称二采一)

矿房、矿柱在阶段上间隔布置, 先采矿房, 待一个阶段或两个阶段的矿房基本结束后, 再采矿柱, 如图 2-8-6。其主要特点是:

- (1) 矿房回采是在矿柱支撑顶板压力下作业, 安全性好;
- (2) 矿块布置多, 生产能力较大;
- (3) 初期积压矿柱矿量多, 准备矿量增加, 基建投资大;
- (4) 矿柱回采时, 压力集中, 地压管理相对复杂, 损失贫化率增加。

该方案适用于矿山压力较小的厚矿体, 如凡口铅锌矿、黄沙坪铅锌矿、柏坊铜矿、铜官山铜矿、加拿大伯伦斯威克等矿山。

2. 二房一柱的组合

在整个阶段上按房、房、柱布置, 二个矿房先后上采, 矿房结束后, 再回采矿柱, 如图 2-8-7。此方案的主要特点是:

- (1) 同时回采的矿块数多, 生产能力相对较大;
- (2) 回采顺序较灵活;

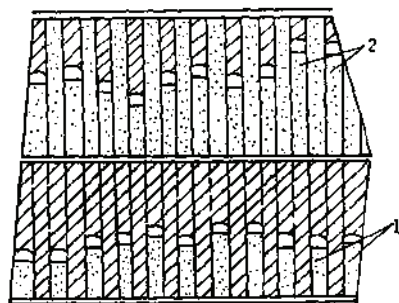


图 2-8-6 一房一柱组合示意图

1—矿房, 2—间柱

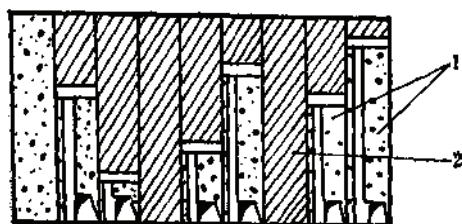


图 2-8-7 二房一柱组合示意图

1—矿房, 2—间柱

(3) 对厚大矿体开采时, 地压与生产管理均较困难。

该方案适合孤立、零散的富小矿体的开采。如托里铬矿、苏联共青团矿的某些采区。

3. 一房三柱的组合 (通称“四采一”)

矿房、矿柱在阶段上按房、柱、柱、柱布置, 每个矿房或矿柱回采都有三个矿柱 (包括人工矿柱) 支撑顶板压力, 作业安全性好, 一般仅在只能划分小尺寸矿块时采用, 如图 2-8-8。主要特点:

- (1) 矿房、间柱作业条件相差不大, 对间柱回采有利;
- (2) 能支撑较大的矿山压力;
- (3) 同时作业的矿块数少, 生产能力受影响;
- (4) 准备矿量增加, 基建投资大。

该方案适合矿山压力大矿岩稳固性稍差的厚大富矿床的回采, 如金川二矿区东部一期设计方案, 苏联捷克利矿。

4. 一房多柱的组合

矿房、矿柱呈房、柱间隔成行布置, 而行又呈房、柱组合, 使一房为多柱支撑或矿块呈棋盘式布置, 达到多柱支撑的目的, 见图 2-8-9。主要特点:

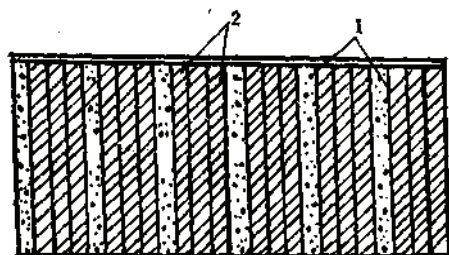


图 2-8-8 一房三柱组合示意图

1—矿房, 2—间柱

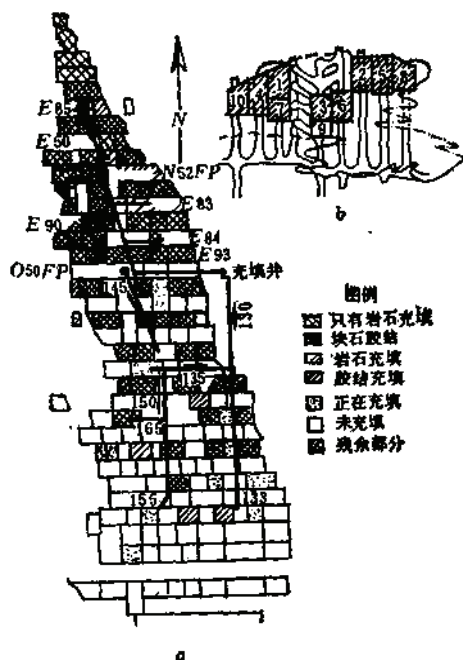


图 2-8-9 一房多柱组合示意图

a—Mount Isa 矿房间布置示意图; b—Kidd Creek 矿间柱布置示意图

- (1) 能支撑大的矿山压力, 作业安全性好;
- (2) 房、柱的作业条件均好;
- (3) 房、柱允许暴露的空间大, 适合用高效率的阶段充填法开采, 生产能力强;
- (4) 积压了较多的矿柱矿量, 准备矿量需增加, 基建投资大。

该方案适合大面积厚大矿体的开采。如 Mount Isa 矿 1100 号铜矿体、Kidd Creek 矿, 金川二矿区二期设计方案。

8.2.2.4 矿房、间柱的组合方案

矿房、间柱的组合方案很多, 随着开采技术的发展, 将日趋增加。目前主要的组合方案如表 2-8-2。

矿房、间柱的组合方案

表 2-8-2

矿房回采方法名称	相组合的间柱回采方法名称	应 用 矿 山
上向分层充填法	(1) 上向分层充填法 (2) 下向进路充填法 (3) 上向进路充填法 (4) 留矿采矿事后充填法 (5) VCR 事后充填法	凡口、黄沙坪铅锌矿, 柏坊, 铜录山铜矿及核工业部的一些矿山 加拿大、澳大利亚的一些矿山 Falun 矿(瑞典) 凡口铅锌矿、红透山铜矿 Levack West、等矿(加) 凡口铅锌矿
点柱充填法	VCR 事后充填法	Strathcona 矿(加)
分段充填法	阶段空场的阶段充填法分段充填法	Navan 铅锌矿(爱尔兰)
分段空场事后充填法	阶段空场的阶段充填法或同左	Mount Isa 矿(澳)、Kidd Creek 矿(加)
阶段空场事后充填法	VCR 事后充填法	大厂铜坑91号设计方案, 安庆铜矿设计方案
VCR 事后充填法	VCR 事后充填法	Rubiales 矿(西班牙) Whitehorse 矿、Levack 矿、Fox 矿(加), 凡口铅锌矿
留矿采矿事后充填法	上向水平分层充填法	红透山铜矿
房柱采矿事后充填法	房柱采矿事后充填法	锡矿山河床矿体

8.2.3 充填体的作用

1. 有效的支撑和控制矿山地压

锡矿山矿务局南矿房柱法采空区采用尾砂充填以后, 由于充填体围压的作用, 从而有效地控制了矿山地压。

湘西金矿矿体为缓倾斜极薄矿脉, 采用削壁充填法。由于充填体的作用限制了地表移动和沉陷, 开采面积虽已达 35 万 m^2 , 仍能保护地表建筑物和河流。

2. 充填体的隔离作用

(1) 胶结充填体或带混凝土隔墙的充填体, 在间柱回采时, 可避免矿房上下盘及上阶段废石涌入间柱采场, 使间柱的回采接近于矿房的回采状态, 其贫化损失指标一般可控制在 10~15% 以内。

(2) 充填体能支撑与隔离自燃发火矿石,防止其冒落、破碎、发热,防止内因火灾的发生。

湘潭锰矿矿体的直接顶板为片状黑色页岩,崩落后在有水与空气的条件下,经过30~45天即发生自燃。自采用壁式充填法后,由于随着回采工作面的推进,随即用水砂充填采空区,阻止了直接顶板的冒落,从而防止了内因火灾的发生。

(3) 充填体能隔离放射源。减轻放射性污染对人体的危害。

8.2.4 胶结充填体的强度

胶结充填体的强度与采矿方法、采场的几何形式及大小、矿体的赋存特点、岩体应力、砂岩的力学性质、回采顺序、暴露时间等有密切的关系。另外间柱的回采方法,对充填体的自立高度以及充填体本身的物理力学性质和结构特性等有一定的要求,这是一个复杂的力学问题。

由于胶结充填体在回采过程所起的作用不同,对其强度要求也不相同。过去,我国充填法矿山的充填体强度设计值普遍偏高,但矿山实际却降低很多。总结国外充填法矿山的经验和大量的充填体强度的实际资料,结合我国充填采矿法的发展,提出不同采矿方法充填体强度的选取范围,供设计时参考,见表2-8-3。

不同采矿方法充填体强度选取表

表 2-8-3

回采方法	对充填体作用要求	充填体强度 (MPa)
沿走向上向分层充填法和点柱充填法	(1) 保证自行设备正常运行 (2) 采场底部强度要较高,为人工底柱或人工顶板	充填体表层(垫层) 1~2 其他: 0~0.5 人工底柱: 4~5
上向进路充填法	(1) 自行设备能正常运行 (2) 相邻进路回采时,充填体不垮落 (3) 第1~2分层强度要高	表层 1~2 其他 0.5~1 第1~2分层 4~5
下向进路充填法	(1) 保证在人工假顶下作业安全 (2) 相邻进路回采时,充填体不垮落	假顶 4~5 其他 1~2
间柱需用阶段充填法回采的充填体	(1) 充填体允许暴露面积 $>1500\sim2000\text{m}^2$ (2) 充填体在回采结束之前能自立。	一般 1~2 高阶段 1~4
壁式充填法	(1) 相邻进路回采时,充填体不垮落	0~0.5
分段充填法	(1) 保证充填体有较大的自然安息角 (2) 个别作假巷时,不垮落	0~1 或 2~4

注: 1. 矿房用上向充填法回采,而间柱用阶段充填法回采时,需满足两者之要求;
2. 需特殊保护的充填体除外。

国内部分矿山充填体强度见表2-8-4。

国外部分矿山充填体强度见表2-8-5。

国内部分矿山充填体强度表

表 2-8-4

矿山名称	采矿方法	设计强度		实际强度		备注
		强度 (MPa)	水泥量(kg/m ³) 或灰砂比	强度 (MPa)	水泥量(kg/m ³) 或灰砂比	
凡口铅锌矿	上向充填法, VCR 事后充填法	4		2~4	250	
金川龙首矿	上向充填法下向进路充填	5		3~4	180~200	碎石胶结
金川二矿区	下向进路充填, 上向充填法	5~7	灰砂比 1:4 1:10	4~5	220~250	
红透山铜矿	上向充填法, 阶段空场法, 事后充填法	铺面 4	250~300	平均 2.1 1.1~3.2	200	浓度低
锡矿山河床矿体开采	房柱采矿事后充填法	7.8	灰砂比 1:9	2~4		
黄沙坪铅锌矿	上向干式充填混凝土隔墙			10~15		混凝土隔墙
托里铬矿	上向充填法				70~100	
711矿	上向干式充填法混凝土隔墙			11	250	混凝土隔墙
柏坊铜矿	上向分层充填法	5~7.5	210		170~240	
铜绿山铜矿	点柱式充填法铺面			2.5~3	(1:8)	
焦家金矿	房、柱均用上向充填法	3	灰砂比1:10	1	(1:14)	

国外部分矿山充填体强度汇总表

表 2-8-5

矿山名称	采矿方法	水泥含量(%)或灰砂比	充填体平均强度 (MPa)
Mount Isa 矿 1100 号 (澳)	分段与阶段空场事后充填法	初期加水泥6~8%, 后改为含水水泥8%的岩石充填料或水砂充填料	2.3 (岩石胶结) 1.1 (水砂胶结)
Kidd Creek 矿 (加)	分段空场事后充填法	含水泥5%的岩石充填料	1
Kristinberg 矿 (瑞)	上向进路充填的上盘进路	1:10尾砂胶结料	
Garpenberg 矿 (瑞)	下向充填法	1:10水泥尾砂浆假顶1.5m厚	3
Broken Hill 矿 (澳)	下向充填法 上向分层充填电耙运矿垫层	1:10水泥砂浆1m厚假顶 1:10水泥尾砂浆	
Strathcona (加)	矿房: 点柱充填法; 间柱: VCR 法	1:30水泥尾砂浆	0.35~0.4
Levack West (加)	矿房: 上向水平分层充填法; 矿柱: VCR法	1:30水泥尾砂浆	
Grund 铅锌矿 (联邦德国)	分段充填法	水泥加入量 60~83kg/m ³	2~3
塔拉公司 Navan 铅锌矿	房: 分段充填法; 柱: 空场事后充填或分段充填	含水泥5%的尾砂浆	1~4

8.3 上向分层充填法

8.3.1 适用条件

几乎适合矿岩中等稳固以上，一切需要充填的任何产状的矿床。尤其对矿体走向长度较大，而平均厚度又小于10~15m的急倾斜矿体，效果最佳。

国内外主要采用上向分层充填法矿山开采技术条件简况如表2-8-6。

8.3.2 主要方案及特点

8.3.2.1 上向分层充填法主要有如下特点：

(1) 工作面上向分层推进，每层又以采、出、充形式循环作业，工艺环节多，矿块生产能力随着生产管理水平和机械化程度而异；

(2) 分层回采，分层充填，采空区高度较小，两帮维护较容易，能适应矿体的变化，不容易丢边和超采，还可以进行选别回采，贫损指标容易控制；

(3) 人在采场内作业，直接顶板需进行护顶加固，否则安全性差；

(4) 充填料可以是尾砂、废石、炉渣、山砂等；可进行胶结、水砂、干式充填。形式多种多样，因而该法适应范围广；

(5) 采准、切割工程量较少。

8.3.2.2 布置形式

1. 沿走向布置采场方案

按工作面的形状又分为：

1) 上向水平分层方案

沿走向上向水平分层方案，一般要求矿体厚度小于10~15m。一个矿体用一个或几个采场回采。采场长达百多米至数百米。采场间不留或只留少量永久性间柱，工作面呈水平或梯段推进。采场分层矿量大，常用高效率的凿岩台车和铲运机等无轨设备，充填可采用尾砂或在尾砂上铺以灰砂比为1:8的300~500mm厚的胶结底板；因而矿块生产能力大，劳动生产率高，这是典型的机械化分层充填法方案，见图2-8-10。

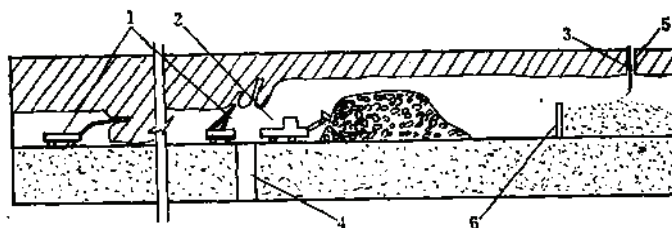


图 2-8-10 沿走向布置上向水平分层充填法图

1—凿岩台车；2—铲运机；3—水砂充填管；4—溜矿井；5—充填井；6—充填挡墙

国内还有一些采用常规设备的充填法矿山，一般采场长50m，采场留有一定量的间柱，常予以回收。因采场面积小，用气腿凿岩机凿岩，电耙或气动装运机出矿，矿块生产

国内外主要上向分屋充填法矿山简况

表 2-8-6

矿 山 名 称	矿 体 赋 存 条 件			稳 固 性		回 采 出 矿 方 式		充 填 料	备 注
	厚 度 (m)	走向长度 (m)	倾 角 (°)	矿 石	围 岩	回 采 (m)	出 矿		
凤凰山铜矿 I号矿体	1~44 平均15	500	70~80	稳 固	下盘稳固 上盘稍差	沿走向布置采场长100	ZYQ-14装运 机	分级尾砂	
红透山铜矿 I号矿体	2~52 平均15	500	70~85	稳 固	稳 固	沿走向布置110~140	TORO-100DH 铲运机	尾砂胶结	
焦家金矿(主矿体)	1~15 平均4	1200	30~55	中 下	上盘较差 下盘稳固	垂直走向布置房18, 间 12	电 耙	尾砂胶结水砂	
凡口锌矿 V号矿体	20~30	110	70~80	中 稳	中 稳	垂直走向布置房14, 间 8	铲 运 机	尾砂胶结	
托里铬矿	6~28	50~100	40~50	不稳固	不稳固	垂直走向布置	电 耙	戈壁集料胶结充填	已 闭 坑
柏坊铜矿	8	130	20~30	不稳固	不稳固	垂直走向布置		混凝土	阶段高30m
黄沙坪铅锌矿	2~30	100~200	30~80	中稳固	中稳固	沿: 房23~53, 间7~8 垂: 房10~20, 间7~8	电 耙	干 石	隔墙厚0.3m
711矿	4~40	200	60~80	稳 固	稳 固	垂直走向布置	电 耙	废 石	隔墙厚0.8m
金州石棉矿	2~2.4 平均2.2	3800	55~70	不太稳固	不太稳固	沿走向布置80	电 耙	尾砂和废石	阶段高50m
昌巴山金矿	0.3~0.6	50~300	60~76	中 稳	中 稳	沿走向布置40~50		削壁岩石	
湘西金矿	0.3~0.7		21~30	稳 固	不太稳固	沿单斜, V形40~60	电 耙	削壁岩石	
(澳)(Mount Isa) 银铅 锌矿体	4~11	100~800	65	中 稳	中 稳	沿走向布置158~矿体 长	ST-5铲运机	尾砂胶结	阶段高116m

续表

矿 山 名 称	矿 体 赋 存 条 件			稳 固 性		回 采 出 矿 方 式		充 填 料	备 注
	厚 度 (m)	走向长度 (m)	倾 角 (°)	矿 石	围 岩	回 (m) 采	出 矿		
(澳) Broken Hill 铅锌银矿	1~50~ 80	1~50~ 80	急倾斜	稳 固		<11m沿走向布置, 长 50~100	电耙或铲运机	尾砂胶结	阶段高50m
澳大利亚 Cobar铜矿	东矿体	10.5	335	80	稳 固	稳 固	沿走向 335	ST-5等铲运机	分级尾砂
	西矿体	12	360	80			沿走向 360		
(瑞典) (Renstrom) 铜矿	4~18	100~300	78	稳 固	稳 固	沿走向 100~300	装载机或铲运机	分级尾砂	
(瑞典) Udden铅锌矿	10~35	370	80			沿走向 370	ST-8	水 砂	
(加) Thompson 铜矿	3~5	5640	65~70			沿走向 180~350	铲运机	尾砂胶结	阶段高122m
(加) Falcon Birage 铜矿	4.9	1830	75~85			沿走向 180~300	铲运机	尾砂胶结	
(加) Henderson 铜矿	7.5~12	366	70			沿走向 366	铲运机	尾砂胶结	

能力较低。采用干式或水砂充填的矿山，在矿房与间柱之间构筑300~800mm厚的混凝土隔墙，以利间柱的回收，但砌筑隔墙使劳动生产率更低。其采场布置如图2-8-11。

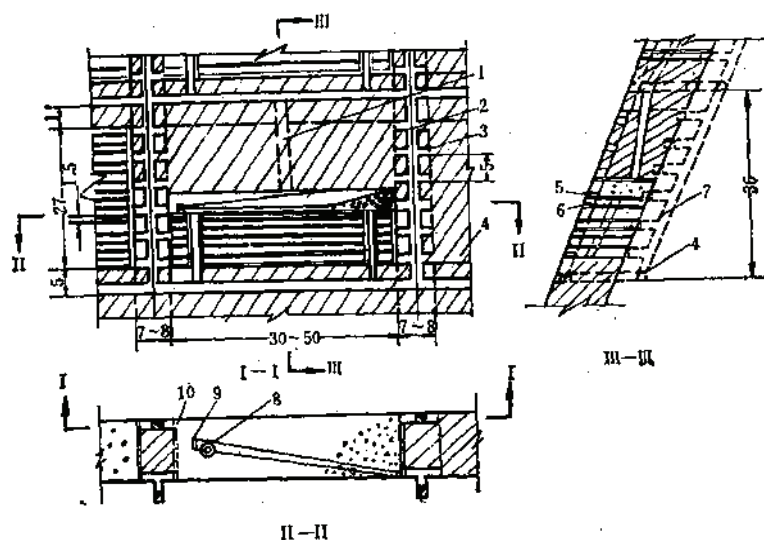


图 2-8-11 黄沙坪采矿方法典型图

1—充填井；2—人行通风天井；3—天井联络道；4—运输平巷；5—混凝土垫板；6—废石充填料；7—通风井；8—溜矿井；9—电耙绞车；10—混凝土隔墙

2) 上向倾斜分层方案

当矿体的厚度较小而又需采用干式充填的矿山，为便于采场矿石及充填料的运搬，工作面常呈上向倾斜布置。按需要可布置成单倾或双倾形式，如金州石棉矿等。见图2-8-12。

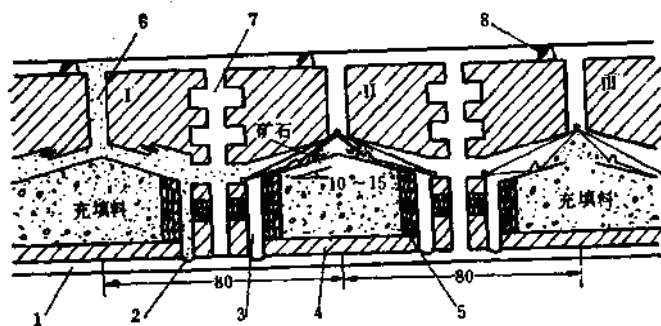


图 2-8-12 双倾工作面采矿方法图

1—回采落矿 Ⅰ—耙矿 Ⅱ—充填料运搬
1—阶段运输平巷；2—漏斗；3—溜矿井；4—底柱（3m）；5—人工砌墙；6—充填天井；7—人行天井；8—穿脉巷道

3) 削壁充填方案

矿石品位较高的极薄矿脉，为保证采场必要的作业空间，在回采中必须采下部分围岩。回采的方法是分别崩落和运搬矿石和围岩。采下的矿石运出，围岩则留在采空区作充填料。先采矿石还是先采围岩，应根据矿岩的物理机械性确定。该法适用于矿脉产状稳定，与围岩接触明显，易于分离，且围岩不含矿的矿体。

根据矿脉的倾角不同，削壁充填的主要方案有：

(1) 水平上向推进方案

当矿脉的倾角大于 $45^{\circ} \sim 50^{\circ}$ 时，矿石由人工或电耙运至顺路架设的溜矿井放出，工作面一般呈水平上向推进。主要应用的矿山有：昌巴山金矿，金厂沟梁金矿、红花沟金矿、浙江磷矿等。如图2-8-13。

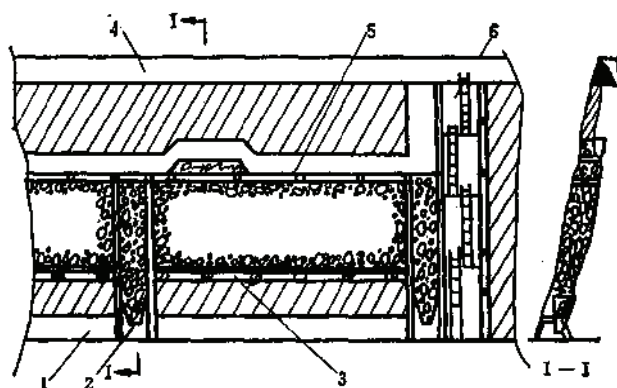


图 2-8-13 昌巴山的削壁充填法

1—运输平巷；2—漏斗；3—人工假底；4—回风巷；5—垫板；6—人行天井

(2) 上向倾斜推进方案

当矿脉的倾角为 $20^{\circ} \sim 35^{\circ}$ 时，矿石不能从顺路架设的溜井放出，为有利于电耙运输，工作面呈上向倾斜推进。它可分为单斜扇形推进和V形推进方案。

单斜扇形推进方案工作面成一直线，电耙很少移位，效率较高，是目前使用较多的一种方案，应用的矿山有湘西金矿，见图2-8-14。

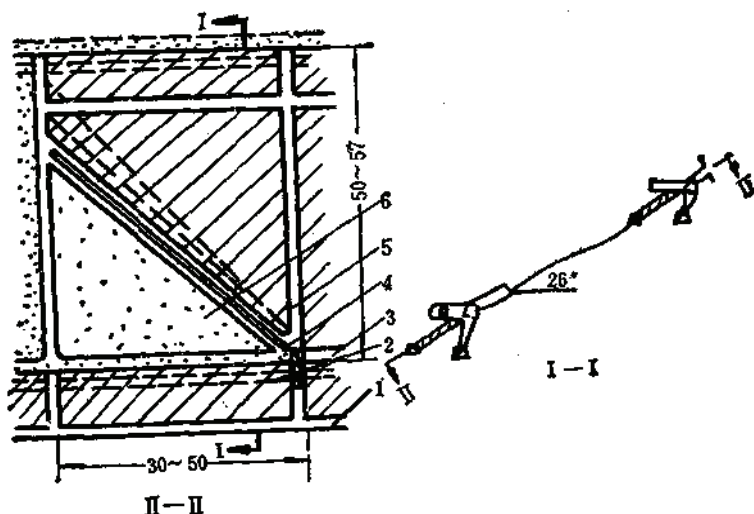


图 2-8-14 湘西金矿单斜扇形推进削壁充填法

1—沿脉平巷（ $2 \times 2\text{m}$ ）；2—脉外平巷（ $2 \times 2\text{m}$ ）；3—切割平巷（ $2 \times 2\text{m}$ ）；4—电耙；5—采准天井（ $1.5 \times 2\text{m}$ ）；6—废石充填体

V形推进方案呈V形倾斜工作面，一侧凿岩，另一侧耙矿，效率较高。但电耙拐角扒矿不易控制。应用的矿山有湘西金矿，金洞岔金矿等。如图2-8-15。

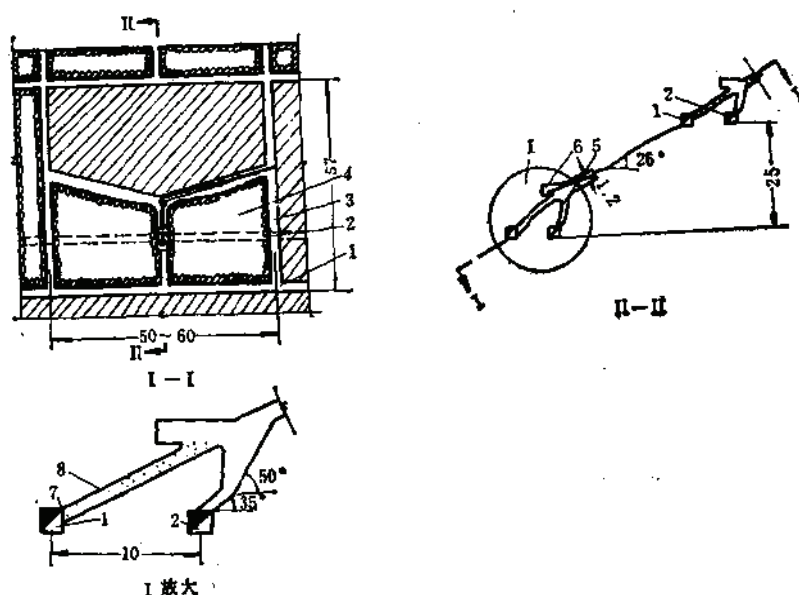


图 2-8-15 湘西金矿V型推进削壁充填法图

1—沿脉平巷 (2×2.2m); 2—下盘运输平巷 (2×2.2m); 3—人行通风天井 (1.5×2m); 4—充填区; 5—放矿漏斗 (1.5×2m); 6—电耙硐室; 7—圆木撑; 8—充填料

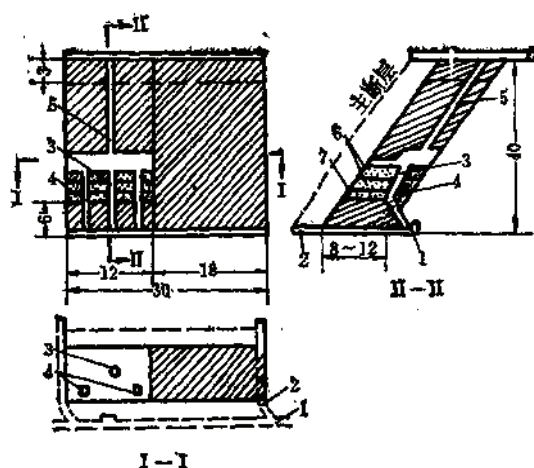


图 2-8-16 焦家金矿上向分层充填法图

1—混凝土巷道; 2—探矿穿脉; 3—溜矿井; 4—人行洒水井; 5—充填井; 6—充填料层, 灰砂比 (1:10); 7—充填料层, 灰砂比 (1:4)

2. 垂直走向布置场方案

矿体厚度大于10~15m, 采场长轴垂直矿体走向布置矿房、间柱。一般采场面积不太大, 为适应机械设备进出, 采场按采准布置不同, 可分普通充填法和盘区充填法两种方案。

1) 普通方案

一个采场是一个单独的回采单元, 采场之间相互干扰少, 生产管理较简单, 采准工程量少, 凿岩及出矿设备都是使用普通的气腿式凿岩机、电耙或装运机, 每个采场需配备一套, 除大修外, 一般不出采场, 设备利用率低, 矿块生产能力不高。该法主要在没有应用的厚大矿床和中小型矿山中采用 (如焦家金矿、托里铬矿、柏坊铜矿和

凡口铅锌矿、金川龙首矿等), 见图2-8-16。

2) 盘区方案

几个采场组合成一个回采大单元即盘区, 回采分层矿量多, 可以使用高效率的无轨凿岩台车, 装药车, 铲运机等。这些穿爆、出矿设备为盘区采场共同调济使用, 因而机械化

程度高,设备利用率高,矿块生产能力较高。采场之间的联系沟通有两种形式,一为脉内采准,二为脉外采准。

(1) 盘区开采的脉内采准方案

一般在间柱下盘或上盘边缘掘分层联络道,利用铲运机从一个采场进入另一个采场,盘区内设有共用的人行天井和设备井。无轨设备进出盘区采场,靠设备井提升,除大修外,一般不出盘区,故设备检修不便。生产时要求盘区中各采场同步上采,一个采场出故障,会影响其他采场的上采,生产能力受限制,因此采场间的协调作业管理要求高。该法对原为普通方案改造为盘区开采的矿山较适用。主要应用矿山有加拿大Thompson镍矿和澳大利亚的Broken Hill矿等,如图2-8-17。

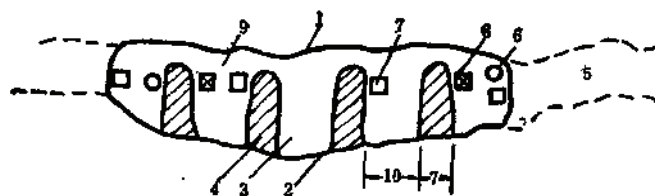


图 2-8-17 Thompson 镍矿上向分层充填法图

1—下盘; 2—上盘; 3—矿房; 4—间柱; 5—主矿体; 6—服务天井; 7—溜矿井; 8—人行天井; 9—采场间联络道

(2) 盘区开采的脉外采准方案

一个盘区或几个盘区掘一条采区斜坡道,再掘分段平巷和分层联络道,与各采场沟通。无轨设备进出采场十分方便,对集中作业、集中检修有利,还有利于撬毛、锚杆台车等辅助车辆的应用,有利于机械化水平的提高,矿块生产能力大。缺点是采准工程量大,初期基建投资较高。该法主要在矿石品位高和机械化装备水平较高的矿山中应用,如凡口铅锌矿V号矿体,见图2-8-18。

8.3.3 采场构成要素及回采工艺

8.3.3.1 采场构成要素

国内一般当矿体厚度小于10~15m,沿走向布置采场;当矿体厚度大于10~15m,垂直走向布置采场。国外一些矿山,沿走向布置采场,长达百多米至数百米可为矿脉全长;垂直走向布置采场,当矿岩都稳固时,有改为阶段空场事后充填法的趋势。国内外采场尺寸见表2-8-7。

8.3.3.2 采准工作

1. 采准工作构成

采准工作包括运输平巷、充填井、人行天井及放矿溜井的掘进和构筑。当采用无轨设备脉外采准时,还包括采区斜坡道、分段平巷、分层联络道等。国内充填井一般布置在矿房中央,一个矿房内设一个,当矿房的长度很长时,则应设2~3个。人行天井和溜矿井一般都采用顺路架设,脉外采准的盘区开采则设脉外溜井,人行天井常兼作滤水井。

当采用矿石底柱时,先掘好运输巷道,然后掘充填井及放矿溜井和人行天井,并在底柱的顶部水平进行切割工作。

当采用人工底柱时,需先掘阶段平巷,沿平巷底板将矿体全部切开至切割水平,然后

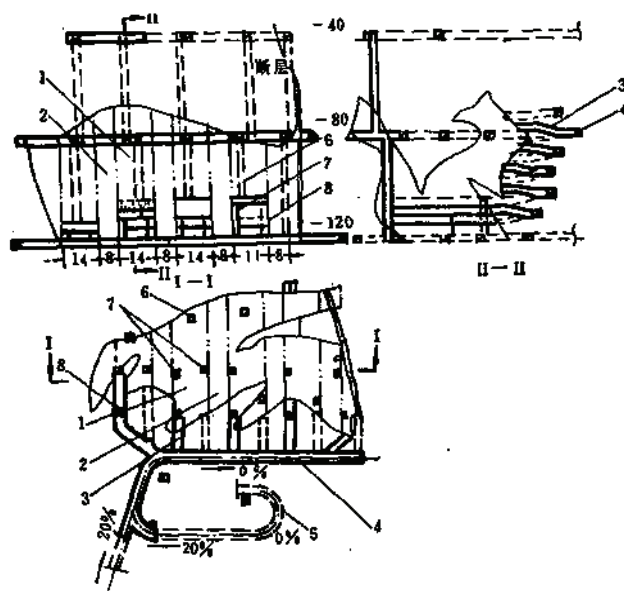


图 2-8-18 凡口铅锌矿盘区开采方案图

1—矿房；2—间柱；3—采场分层联络道；4—分段平巷；5—斜坡道；6—充填井；7—脉内溜矿井；
8—滤水井

上向充填法构成要素表

表 2-8-7

项 目	沿 走 向 布 置 (m)	垂 直 走 向 布 置 (m)
中段高度	30~60 (国内) 60~150 (国外)	30~60, 100 (国内) 60~150m (国外)
矿房长度	30~60, 100~120 100~矿体全长 (国外)	矿体水平宽度或 <50~60
间柱宽度	矿体水平宽度	6~8 (国内) 8~15 (国外)
顶柱厚度	3~5	3~5
底柱厚度	4~7	4~7

注：矿房长度100~120m为个别矿山（国内）。

按要求的底部结构尺寸将模板架好，充以混凝土或钢筋混凝土，当其凝固达到要求强度后，即可进行第一分层的回采工作。

一般情况下，因人工底柱工序复杂，劳动强度大，周期长，除非矿石价值极高，较少应用。

2. 溜矿井的主要形式

1) 混凝土预制件制作顺路溜井

溜井由四块钢筋混凝土制作的构件组成，每块重约30kg。在地面加工制作，采场架设安装。见图2-8-19。

混凝土预制件溜井虽施工速度快，但有时被矿石击坏，影响出矿。

2) 钢溜井

钢溜井重量较轻,制作安装方便,在托里铬矿、铜绿山铜矿、红透山铜矿、焦家金矿应用,效果较好。钢溜井由四块圆弧形钢板在采场用螺栓连接而成。见图2-8-20。

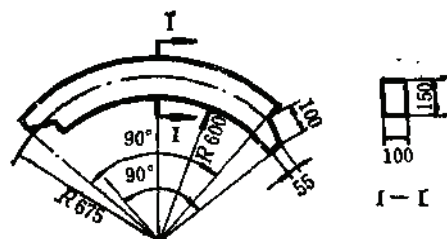


图 2-8-19 预制混凝土溜井构件图

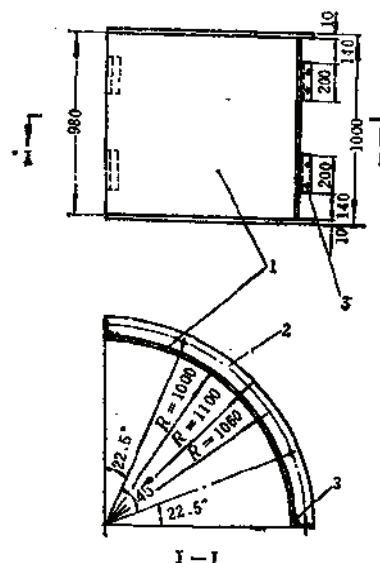


图 2-8-20 铜绿山铁矿钢溜井构件图
1—溜井钢板 $\delta=14\text{mm}$; 2—法兰钢板 $\delta=10\text{mm}$;
3—联接角钢 $\angle 63 \times 5$

3) 混凝土浇灌的顺路溜井

溜井断面为 $\phi 1.5 \sim 2.0\text{m}$,壁厚一般为 $400 \sim 500\text{mm}$,当溜井高度大于 40m 时,溜井下部应加厚到 $0.8 \sim 1\text{m}$ 。凤凰山铜矿、黄沙坪铅锌矿采用这种型式。

目前矿山采用的溜井结构见表2-8-8。

采场溜井结构表

表 2-8-8

矿山名称	充填方式	出矿设备	溜井断面 (m)	溜井结构	过去用的结构	溜井担负面积 (m^2)
凡口铅锌矿	胶结	铲运机	$\phi 1.2$	钉模板胶结充填	混凝土预制件	400~800
凤凰山铜矿	尾砂	ZYQ-14	$\phi 2$	混凝土浇灌	同上及钢溜井	500~1000
黄沙坪铅锌矿	干式	电耙	$\phi 1.5 \sim 2$	同上	同上	100~150
托里铬矿	胶结	电耙	$\phi 1.2$	钢制	木梁框	50~100
××矿	胶结	ZYQ-12	1.6×2	混凝土充填或 钢制 $\delta=6 \sim 8\text{mm}$		150~200
		电耙	$1.6 \sim 1.8$			100~150
红透山铜矿	尾砂胶结	电耙	$\phi 2$	钢制 $\delta=12 \sim 14\text{mm}$	混凝土浇灌	200~300
		铲运机				500~1000
铜绿山铜矿	水淬砂	铲运机	$\phi 2$	钢制 $\delta=12 \sim 14\text{mm}$	混凝土浇灌	500~1000
		ZYQ-14				400~600
焦家金矿	胶结水砂	电耙	$\phi 1.5$	钢制 $\delta=10\text{mm}$		100~200

3. 滤水井的主要型式

采用脉内采准采场的滤水井,一般铺设梯子,兼作人行天井,目前国内外滤水井的主

要型式有：

1) 木垛式滤水井

一般用 $150 \times 150\text{mm}$ 方木垛成滤水井或架成井框式，并框间留有 $50 \sim 60\text{mm}$ 的间隙，规格为 $1.2 \times 1.2 \sim 1.5 \times 1.5\text{m}$ ，木垛或井框外包滤水层即可。

2) 混凝土浇灌的滤水井

滤水井断面为 $\phi 1.6 \sim 1.8\text{m}$ ，壁厚为 0.3m ，井壁预埋规格为 $800 \times 800\text{mm}$ 的滤水窗，每层4个。滤水窗由钢板网、金属丝网、尼龙纤维布、麻袋布构成。见图2-8-21。

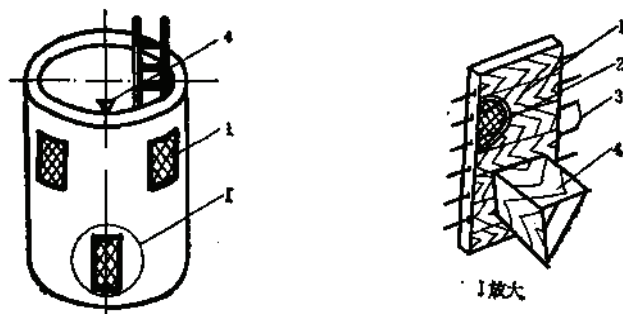


图 2-8-21 混凝土滤水井图

1—滤水窗，2—过滤层，3— $\phi 8\text{mm}$ 钢筋，4—出水口

3) 滤水塔

国外多用滤水塔滤水。滤水塔由 $150 \times 150\text{mm}$ 的金属网构成，或者由钢网卷成直径 460mm 的圆筒，外包四层粗麻布，用 $\phi 100\text{mm}$ 塑料管把滤水塔和滤水井联通。滤水塔在采场的布置见图2-8-22，滤水塔结构如图2-8-23。

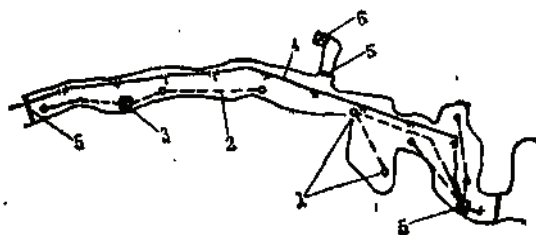


图 2-8-22 滤水塔在采场的布置图

1—滤水塔，2—排水管，3—滤水井，4—充填管，5—隔墙，6—下盘滤井

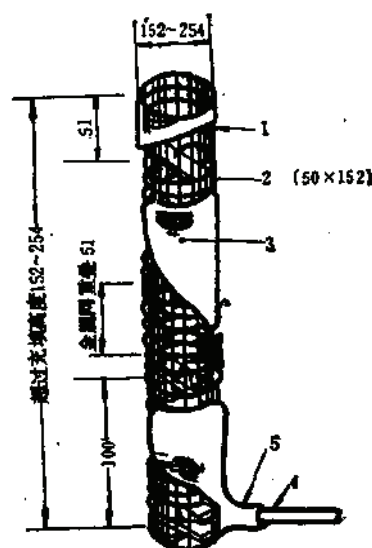


图 2-8-23 滤水塔结构图

1—金属网，2—十字形横撑，3—粗麻布，4—排水管，5—扎紧以免漏水

目前国内外主要滤水井结构见表2-8-9。

8.3.3.3 回采工作

1. 凿岩

国内一般采用浅眼落矿设备凿岩，根据矿石的稳固程度可采用全分层一次落矿或分次落矿。分层高度一般为 $1.8 \sim 3\text{m}$ 。当矿岩稳固时，可采用二采一充的回采顺序，则分层高

主要矿山滤水井结构型式表

表 2-8-9

矿 山 名 称	滤水井(塔)结构型式	滤水层型式	充 填 料
焦家金矿	木架式或井框式 $1.5 \times 1.5\text{m}$, 2个	两层麻袋布包在井框外面	尾砂或尾砂胶结
铜绿山铜矿	钢筒, 设滤水窗 $\phi 2\text{m}$	多层滤水材料	水碎炉渣或尾砂胶结
凤凰山铜矿	混凝土浇灌, 滤水窗 $\phi 1.6 \sim 1.8\text{m}$	多层滤水材料	尾 砂
红透山铜矿	木井框, $1.2 \times 1.2\text{m}$, 2个	外包钢网、乙烯编织布、麻袋各一层	尾砂或尾砂胶结
凡口铅锌矿	木井框, $2 \times 2\text{m}$, 2个	外包人造纤维布二层	尾砂胶结
Mount Isa 银铅锌矿体	滤水塔 $\rightarrow$ 排水管 $\rightarrow$ 排水井; 滤水塔由金属网构成 $150 \times 150\text{mm}$, 多个	包四层粗麻布	尾砂胶结
INCO公司、Falconbridge 公司等	滤水塔 $\rightarrow$ 排水管 $\rightarrow$ 排水井; 滤水塔由金属网卷成 $\phi 150 \sim 250\text{mm}$, 多个	包粗麻布	尾砂胶结

度可达4~6m。上向凿岩时, 一般采用YT-45、01-45钻机; 打水平炮孔用YT-25、YT-30钻机; 也可采用一挑一压型式。一些机械化程度较高的矿山, 已逐渐引进和采用无轨液压台车凿岩。

2. 出矿设备

我国中小型矿山一般用电耙、ZYQ型装运机或二者联合出矿; 采场面积较大或盘区开采时, 常使用 $1 \sim 3.8\text{m}^3$ 铲运机出矿; 使用削壁充填时, 常用人工或电耙运搬。

为了减少粉矿损失和矿石的贫化, 对采用干式、水砂充填料时, 常铺设垫板。其材料主要有: 混凝土、1:5~1:8灰砂比细骨料胶结充填料、薄钢板、木板和废胶带。混凝土常用于干式充填的矿山; 1:5~1:8灰砂比胶结充填料多用于有水砂充填系统的矿山; 薄钢板、木板或废胶带往往只用在削壁充填采场。

凿岩爆破前, 需对采场顶板进行严格的检查处理。当采场面积小, 顶板稳固性好时, 只作撬毛或者局部锚杆加固; 当采场面积较大或者采场顶板脱层, 局部冒落, 稳固性差时, 应用锚杆金属网或长锚索短锚杆联合加固顶板, 以保证回采的安全。加固方法及其选择详见采场支护章。

8.3.3.4 充填工作

采用胶结充填还是水砂或者干式充填, 这与矿体的产状、矿石价值、充填料来源、间柱的回采方式等有关, 一般在采矿方法选择时予以确定。当矿体品位高, 降低损失是主要因素时, 一般采用胶结充填; 当以充填体为工作底板或作改善岩石受力性质为主时, 一般采用干式或水砂充填。

1. 充填准备

(1) 出矿完后, 将设备移出采场或移至采场一端或悬吊在工作面顶板上。

(2) 顺路架设人行滤水井和溜矿井, 详见8.3.3.2的2, 3。

(3) 采用隔墙干式(或水砂)充填的矿山, 在矿房与间柱之间需构筑隔墙, 构筑方法有三种, 一是在充填前在隔墙边界上立木模板或其他模板, 然后充以强度 $10 \sim 15\text{MPa}$ 混

凝土即可,或边充填边筑墙,即以干式充填料作模板;二是用浅孔留矿法回采2m宽的条带,事后一次充填混凝土造成隔墙;三是在采场周围构筑0.3m厚的钢筋混凝土箱形隔墙等。

(4) 架设充填管路。采场一般使用 $\phi 76 \sim 100$ mm塑料软管作充填管。塑料管从充填井放下,采用前进式充填;也有用坑木或毛竹搭起的三脚架或人字架进行充填钢管的简易固定支撑;国外有的矿山在采场一侧距顶板高2~2.5m处打水平锚杆,以架设充填工作平台,台上铺充填管及若干分支管,以便使充填料均布采场。

2. 采场充填

1) 正常充填

采场充填一般以充填井为中心,采用前进式充填,一次或几次充填到设计高度。若用胶结充填,养护1~3天后,即可进行下分层凿岩工作;若用于干式充填需铺设0.2~0.3m厚、强度5~8MPa混凝土,养护24小时后,就可进行下一分层的作业;若用水砂充填时,一般用1:5~1:8灰砂比的水泥砂浆作出矿底板,厚0.3~0.5m。

2) 第一分层的充填

为了给顶底柱回采,创造一个人工假顶,一般在采场第一分层充1:4~1:6水泥尾砂浆3~4m,强度为3~4MPa,或者铺0.5~0.8m钢筋混凝土底板,强度为8~12MPa。前者工艺简单,常用于有水砂或胶结充填系统的矿山;后者工艺复杂,繁琐,劳动强度大、效率低,主要用于干式充填的矿山。

3) 接顶充填

采场的最后一分层充填,要尽量充满,使其接近顶板。可在第一次充填基本接顶后,停24小时再回充第二次或采取压力灌浆。

8.3.3.5 采场通风

新鲜风流从人行滤水井(脉内采准)或斜坡道、分层联络道(脉外采准)进入采场,污风由充填回风天井到上中段回风巷。若沿矿体布置采场数多,为保证每个采场有足够的清新风流,在充填回风井顶部设辅助加强通风。当采场面积较大时,为保证作业地点的清新风量和风速,可用辅助作局部通风。

8.3.4 实例

(1) 红透山铜矿由30号和1、3、4号矿体组成。矿石为黄铁矿型黄铜矿,主要有用成份有铜、锌、硫。矿体平面成音叉状,倾角为 $60^\circ \sim 70^\circ$,局部为 $45^\circ \sim 55^\circ$ 。矿体出露地表标高为+430m,目前开采到-300~-400m标高,即采深达700~800m以上。矿体和围岩均稳固,硬度系数分别为 $f=10 \sim 12$ 和 $f=12 \sim 14$ 。30号矿体因上盘岩石断层,节理发育,其稳固性稍差。该矿采用机械化分层充填法,阶段空场事后充填法和留矿法开采。其中机械化分层充填法占50~60%,它主要用于开采矿体厚度为5~20m的部分。采场沿走向布置,长130~180m,水平宽度平均为12~14m,采场水平面积控制在1600~2000m²,阶段高度60m,分层高度3m,如图2-8-24。

采准工作是在采场下盘距矿体5~10m处掘坡度为20%的斜坡道,规格为3.5×3m²;掘采场联络道;在采场两侧 $\frac{1}{4}$ 长度处掘充填回风天井;以及顺路架设的滤水井和溜矿井的下口等。

凿岩采用YSP-45型凿岩机,钻凿上向倾斜炮孔。

爆破使用硝酸铵炸药,人工装药,分段分次爆破。

出矿使用波兰LK-1型铲运机或LF-4.1型和TORO-100型铲运机出矿,其中LK-1型铲运机斗容为

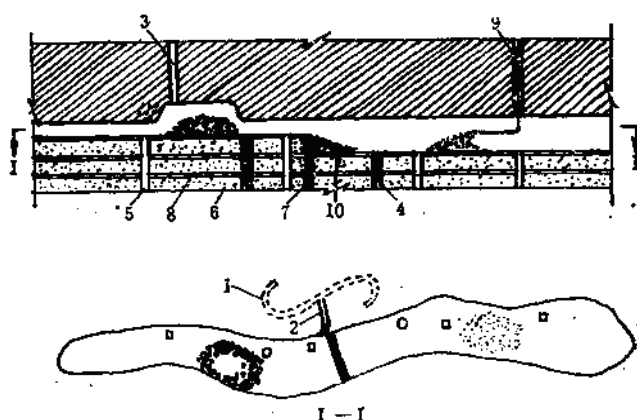


图 2-8-24 红透山铜矿机械化分层充填法示意图

1—采区斜坡道；2—采场联络道；3—充填天井；4—溜矿井；5—滤水井；6—尾砂；7—尾砂草袋隔墙；8—混凝土垫层；9—充填管；10—度石堆垫斜坡

2m³，班纯作业时间约为4小时，平均台班效率227t。出矿时，大块集中堆放一旁，班末集中破碎，废石用铲运机剔除堆放作充填料。

出矿完后，立即架设滤水井和溜矿井。滤水井用木框架式叠梁而成，净断面为1.2×1.2m，框间留有50~60mm的空隙，井框外包钢丝网、乙烯编织布和麻袋片各一层；溜矿井为 $\phi 2m$ ，厚 $\delta=12\sim 14mm$ 钢板构成，见图2-8-20。滤水井的搭接处，要用砂浆密封，以防跑砂。充填时，先充填2.5~3m高的分级尾砂，然后铺强度为3~5MPa，0.5m厚的尾砂混凝土，作为下一分层的工作底板。

为了提高采场的生产能力，在铲运机的进出口附近用草袋装尾砂砌隔墙，将采场分为左右两个分区，分别进行采、出、充作业。

主要技术指标：

采矿工班效率：85t；

采矿工作面工班效率：27t；

采场生产能力：380t/d；

采矿损失率：1.2%

采矿贫化率：19.5%；

采切比约为：3m/kt

主要材料消耗：

炸药：0.325kg/t；

雷管：0.315个/t；

导火线：0.556m/t；

合金：2.29g/t；

钎钢：0.045kg/t；

柴油：0.16kg/t。

(2) 凡口铅锌矿IV号矿体是金星岭和狮岭地段之间的一个孤立矿体。赋存于-60m至-200m，走向长100m，倾角70°~80°，水平厚度一般为20~30m，最厚部分为50m。矿体受断层构造控制，形态和产状复杂，矿石和围岩属中等稳固，但节理裂隙发育，接触界线较清楚。品位极富，铅锌品位达33%。

采用机械化水平分层胶结充填法、脉外采准的盘区方案回采。

矿块垂直走向布置，沿走向长22m，其中矿房宽14m，间柱宽8m。整个矿体由五个矿房及其间柱组合成一个盘区开采。底柱高6m，阶段高80m（两个阶段作一个段回采）。

采准工作采用脉外采准方式,包括采区斜坡道、分段平巷、联络道、脉外溜矿井(兼作施工措施井)、脉内溜矿井、充填回风天井等。详见图2-8-18。

回采用YT-30型凿岩机打水平孔,两采一充,分层高度为4m,由底盘向顶盘一字形推进,孔深1.8m,孔距0.7~0.8m,排距0.6~0.7m,使用铵油炸药、火雷管起爆。出矿采用TORO-100DH型铲运机或LF-4.1型铲运机。铲运机由分段平巷经联络道进入采场装矿,卸入脉外溜井,当采场顺路溜井暴露出来后,则由脉内顺路溜井出矿。

采场出完矿,将顺路天井用模板加高固定好,同时将下侧联络道封闭好,即可进行充填,用顺路天井进行溢流脱水。采用水泥尾砂浆充填。充填能力为60~70m³/h,浓度70%左右,灰砂比为1:4~1:8,强度大于2.5MPa占70%以上,用φ78mm塑料管从天井放入采场前进式充填。

新鲜风流由盘区斜坡道进入,经分段平巷、联络道进入采场,污风通过充填回风天井到上阶段回风道。

主要技术指标:

采场生产能力为133~200t/d;

盘区生产能力为400~600t/d;

采矿损失率1~5%;

采矿贫化率9.7% (夹石贫化);

采切比为80~100m³/kt。

(3) Mount Isa银铅锌矿脉宽度为4~11m,长100~800m,倾角约65°,矿脉之间距为6~45m。由于这些矿脉互相平行,相距不大,围岩和矿石条件不适宜用大规模空场事后充填法来回采,故用机械化水平分层充填法开采。

一般一条矿脉作一个采矿场,当矿脉太长时,则布置2~3个采场。9~11阶段作业区的采场,一般在采场中央布置一个3×2.4m的服务天井,供大型架油设备的大件提升之用(即脉内采准);13~15阶段作业区,在矿脉之间布置铲运机斜坡道(脉外采准)。采场两端有φ1.8m回风天井,当采场很长时,在长度 $\frac{1}{4}$ 处,增布小联络天井。溜矿井布置在下盘离矿体6m处,每100m设一个。分层高度为2~3m,分层充填高度为4m,如图2-8-25。

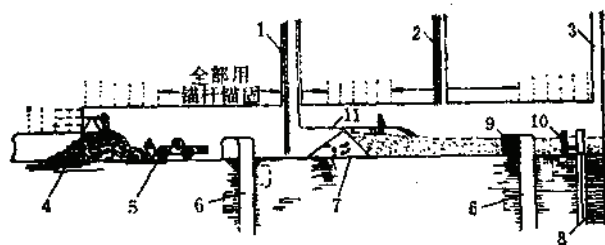


图 2-8-25 上向水平分层充填法典型布置图

1—服务天井; 2—人行井; 3—回风井; 4—水平凿岩; 5—铲运机出矿; 6—溜矿井; 7—砂坝隔墙;
8—脱水井; 9—隔墙; 10—滤水塔; 11—充填管路

采用脉外采准,有利于大型无轨设备进出采场和机械化程度的提高。据该矿的经验,脉外采准较脉内采准,在技术经济效果方面有一定的改善,详见表2-8-10。

采场凿岩用Holman Silver型轻型凿岩机和整体式钎子,站在爆堆上打水平炮眼,孔深3m,靠近顶板的一排炮眼进行光面爆破,其余炮孔用铵油炸药爆破。并且采用浆状炸药药卷封口填塞。采下的矿石用ST-5A铲运机装运至溜矿井。

脉内、外采准工班效率比较表

表 2-8-10

项 目 名 称	脉 内 采 准	脉 外 采 准
落 矿 (m ³)	43	54
出 矿 (t)	360	462
生产效率 (t)	33	47
锚杆安装 (根)	22	22
长锚索安装 (m)	39	41

充填是用直径为100mm的管道将脱泥尾矿输送至采场,脱出的水经滤水塔、脱水管和脱水井流入下部运输水平的贮水地。采场用干尾砂筑坝实行分段充填,当充填的尾砂脱水固结后,修筑一斜联络道,以便柴油设备的行驶。溜矿井周围需砌筑挡墙,以防尾砂浆流入。

采场顶板、上下盘围岩的局部地段采用 $\phi 16$ mm带锥式或胀壳式高强度钢锚杆支护,长度有1.5、2.3、3m三种,网度为 1.2×1.2 m。顶板破碎地段则用金属网锚杆支护,网孔为 150×150 mm。对于矿岩很不稳固的地区,用长锚索注浆加固岩层,长18m,由2根 $\phi 15.2$ mm的钢绳组成。

采场通风:新鲜风流从人行天井下至采场,经南北两端回风天井回到上阶段回风道。每一采场进风量为 $24 \sim 28$ m³/s,南北两端各一半,必要时,在顶部回风天井处安装局扇,以保证所需风量。

主要指标:

采场(即一条矿体)生产能力:约3000t/d;

采场工班效率:33~47t;

出矿工班效率:360~462t;

落矿工班效率:43~54m³;

锚杆安装工班效率:22根;

炸药:0.27kg/t。

8.4 上向进路充填法

上向进路充填法是一种由下而上,以巷道进路方式回采并充填的采矿方法。回采进路是在矿石的自然稳定或略加支护下作业。该法主要在瑞典部分矿山中使用,我国小铁山铅锌矿、金川二矿区和焦家金矿正在设计和试验这一方法。

8.4.1 适用条件

除充填法适用条件外,尚须满足如下条件:

- (1) 矿、岩均不稳固,但矿体基本能保证回采进路稳定的富矿床或贵重金属矿床;
- (2) 矿石裂隙较发育或破碎而品位又高的充填法矿柱回采;
- (3) 矿体的厚度一般为2~12m,及个别厚矿体。

8.4.2 主要回采方案及特点:

8.4.2.1 上向进路充填法的特点

上向进路充填法回采的实质是巷道机械化掘进式采矿。该法主要有如下特点:

- (1) 进路顶板暴露面积与采场比较相对较小,能保证回采作业的安全;
- (2) 进路断面较大,凿岩、出矿、支护、充填等工艺可实现机械化作业,效率

较高；

- (3) 充填体强度要求低，充填成本较下向充填法低；
- (4) 为不破坏矿石原有稳定性和保证接顶的质量，进路回采采用光面爆破；
- (5) 采场通风为独头巷道型通风，效果较差。

8.4.2.2 进路布置

根据矿体厚度不同，上向进路充填法的进路布置条数不同。

1. 单进路回采

单进路回采就是沿矿体厚度布置一条进路（采场），它与上向水平分层充填法的区别是：进路采完后不需为下分层留爆破补偿空间或作业空间，而必须作接顶充填，因而它们的炮孔排列，爆破方向及通风等均不相同。该法由于只布置一条进路，适应矿体形态变化的能力强，如瑞典Kristinberg矿。用于矿岩裂隙发育、厚2~6m的矿体，联邦德国Meggen矿在小于4~5m厚的断层富矿体中使用。见图2-8-26。

2. 双进路回采

双进路回采就是沿矿体走向布置两条进路，一般先回采靠上盘进路，用胶结充填。后回采靠下盘进路，不用胶结充填。有时为减少矿石的损失、贫化，也可进行胶结铺面，如图2-8-27。

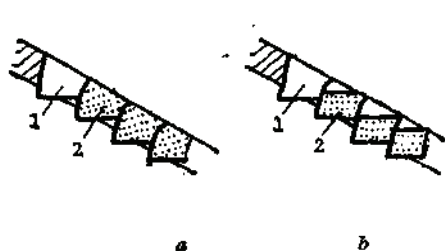


图 2-8-26 Meggen矿用上向进路回采断层矿体

a—用抛掷充填车图 b—铲运机运料充填图
1—回采进路；2—已充填进路

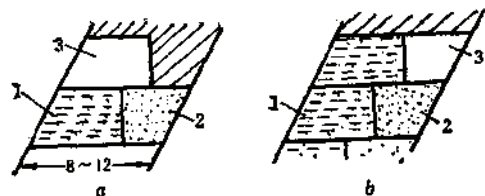


图 2-8-27 双进路回采典型进路图

a—回采靠上盘进路图 b—回采靠下盘进路图
1—水泥含量为15%的充填体；2—无水泥的充填体；
3—回采进路

该法用于瑞典的Kristinberg和Renstrom矿。该两矿为矿岩均不稳固、厚度为6~12m的富矿段。

3. 多进路回采

多进路回采就是沿矿体走向或倾向布置多条进路，按进路的回采顺序又可分为：

1) 逐个进路回采

瑞典Falun矿在裂缝比较发育的矿柱中，布置三条进路回采，进路回采顺序是逐个进行的。即每采完一条进路，进行胶结充填，待充填料固结以后，再接着回采相邻进路，如图2-8-28。

这种顺序回采，即使进路再多，回采进路始终只有一条，故生产能力较低。多用于回采矿柱（包括顶底柱）或零星小矿体。

2) 间隔进路回采

苏联Aynoaу多金属公司沿矿体倾向布置多条进路，进路间的回采是一条间隔一条回

采。这种回采顺序不但同时作业的进路多，生产能力大，而且一期进路胶结充填体的凝固时间长，稳固性好，能有效地支撑顶板，减少了二期进路的贫化。该矿用它回采倾角小于 35° 的矿体，获得了较好的经济效益，如图2-8-29。

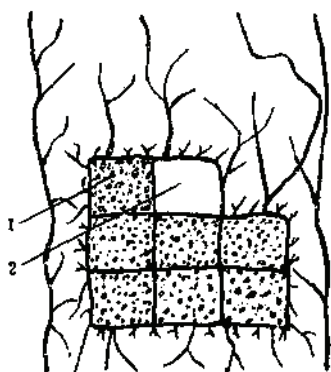


图 2-8-28 *Falun*矿用上向进路法回采矿柱示意图

1—已充填进路，2—回采进路

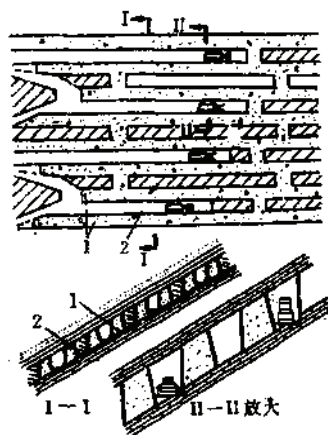


图 2-8-29 *Aynonau*多金属公司用进路回采缓倾斜矿体示意图

1—已胶结充填的进路，2—正在回采的进路

金川二矿区上向进路充填法试验区布置多条进路回采特厚矿体，采用间隔进路回采顺序，以求获得作业安全，和生产能力较大的效益。如图2-8-30。

8.4.3 采场结构及工艺

8.4.3.1 采场结构与采准

采场沿走向布置，长100~150m，矿体厚度小于5~6m，布置一条进路；大于5~6m，布置两条或多条进路。进路断面一般为宽4.5~5m，高4m。

采准巷道包括采区斜坡道或分层巷道、分层联络道、回风井和溜矿井等，除回风井布置在上盘外，其他井巷一般布置在矿体下盘。

8.4.3.2 回采工艺

凿岩一般采用双机液压台车凿岩，孔深2.7~3m。采用装药车装药，为保证进路周边整齐，采用光面爆破，使用弱性炸药。

出矿用1.5~3.8m³铲运机，将矿石运到脉外溜矿井，放至下阶段运输水平。出矿完后，在工作面安装锚杆，锚杆长2.1~2.7m，间距1.5m左右。必要时安装钢筋条网护顶。如此循环，一直到该进路全部采完为止。

充填一般采用管道充填。水泥与砂子（或尾砂）的配比一般为1:10，也可采用上下不同的配比充填，即上部0.9~1.5m，采用配比1:4，其余为1:10。

当要求强度高和充填结顶好时，可采用混凝土抛掷车充填。

充填管一般为 $\phi 78\text{mm}$ 塑料管，用链子悬挂在进路顶部，挂勾间距3~4m，

充填之前，在进路口架设木挡墙。挡墙的结构如图2-8-31。

每块木板之间留5mm的空隙。木墙内衬塑料纤维布滤水，挡墙与矿石间用砂浆抹缝，

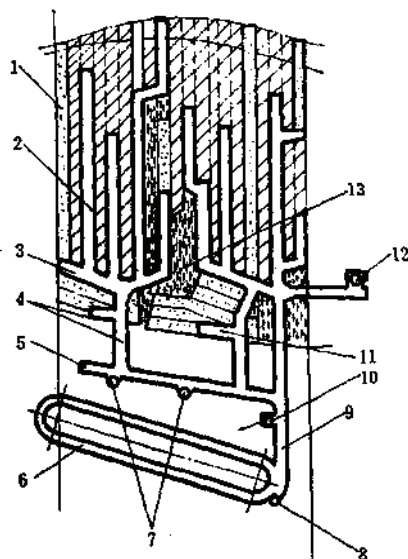


图 2-8-30 金川二矿上向进路充填法(试验区)布置示意图

1—已充填路; 2—回采进路; 3—分层沿脉; 4—分层联络道; 5—分段平巷; 6—斜坡道; 7—溜矿井; 8—废石溜井; 9—分段联络道; 10—进风井; 11—电动铲运机接线室; 12—天井; 13—辉绿岩脉

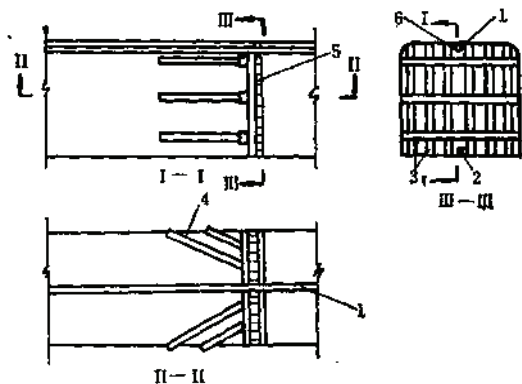


图 2-8-31 挡墙结构示意图

1—充填管; 2—开口处; 3—立柱 $125 \times 125 \sim 150 \times 150$ mm方木; 4—撑子 125×125 mm方木; 5—木板 25×170 mm; 6—上开口

防止跑砂。为保证充填接顶, 充填分两次进行, 第一阶段充完, 要停一个班, 再进行第二阶段充填。随着充填高度的增加, 开口处钉上木板。在上开口处观察充填已结顶时, 在适当位置锯断充填管, 停止充填。

充填24小时后, 可拆除挡墙; 充填一周后, 开始相邻进路的回采。

采场通风采用局扇。新鲜风流由 $\phi 560$ mm塑料风筒导入。

多进路回采的采场生产能力可达 $400 \sim 1000$ t/d, 损失率和贫化率一般均为 $3 \sim 10\%$ 。

8.4.4 实例

(1) 白银厂小铁山铅锌矿矿体走向长 1100 m, 厚度 $1 \sim 45$ m, 一般为 5 m左右, 矿体倾角为 $70^\circ \sim 80^\circ$ 。为一多金属铅、锌、银矿床。矿体直接顶板为绿泥千枚岩, 下盘则硅化强烈。由于矿区内小构造错动多, 节理裂隙发育使矿岩的稳固性较差。

设计规模 1500 t/d, 在矿岩比较稳定固的块状矿地段应用上向进路充填法开采。

采场一般沿走向布置, 长 100 m, 进路为 4×4 m, 按矿体厚度布置1、2、3……条进路, 回采时, 间隔进行, 详见图2-8-32。

在矿体下盘布置联络阶段巷道及分层联络道的斜坡道, 从斜坡道向矿体开掘分层联络道(一般在矿块中部), 每条分层联络道负担下、中、上三个分层的回采。即在垂直方向每隔 12 m布置一条分层联络道。斜坡道和联络道坡度均为 $1:6$, 断面 4×4 m。在矿块中部的上下盘分别掘进充填回风井和溜矿井。

回采时先从矿块中央拉开垂直矿体走向的分层进路, 再从这里沿走向向矿块两端用进路回采。设计在进路中采用无轨凿岩台车, 光面爆破、装药车、铲运机、撬毛机等, 待矿石出完后, 再用锚杆台车进行锚杆支护, 必要时再喷一层水泥砂浆, 如此循环作业, 直至整个进路的矿石出完。

充填前在进路口用木柱、木板建筑挡墙, 内侧衬以塑料编织袋或草袋作滤水层, 进路与木挡墙的空隙用水泥砂浆封死, 防止漏浆、跑砂。然后从充填井内把充填管沿进路顶部悬挂。一般第一期回采的

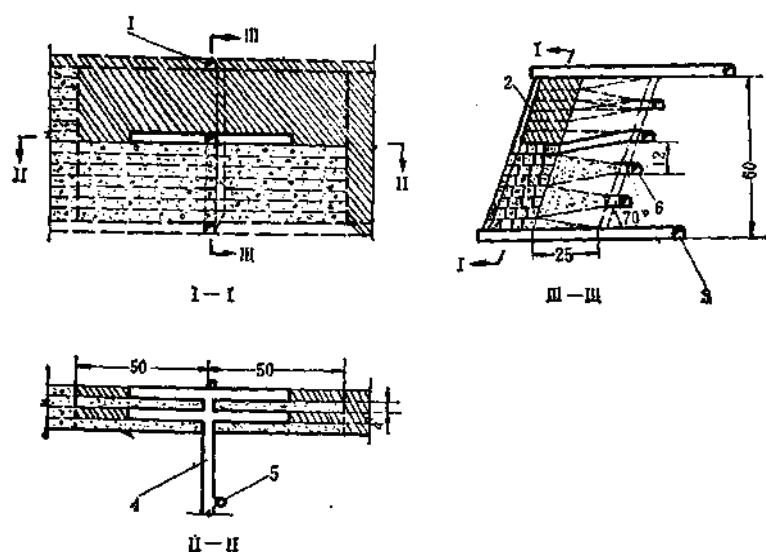


图 2-8-32 上向进路充填法示意图

1—运输穿脉 (4×4m); 2—回风充填井; 3—阶段运输平巷 (4×4m); 4—联络道 (4×4m); 5—溜矿井 (φ3m); 6—斜坡道

进路充1:4的水泥尾砂浆,第二期进路充1:8~10的水泥尾砂浆,或不放水泥。但第二期回采的进路充填挡墙要移至分层联络道口。

回采进路的通风主要采用局扇。局扇可悬吊于巷道顶部,把风筒接到进路内,进行压入式通风。污风经上盘充填回风井进入上阶段回风巷,去出风井。

设计主要技术指标如下:

矿块生产能力: 400t/d,

凿岩工班效率: 115.2t,

采矿工班效率: 133.3t,

采切比: 54m³/kt

损失率: 10%

贫化率: 8%

材料消耗: 炸药0.47kg/t,

雷管0.45个/t,

坑木0.0006m³/t,

锚杆0.265kg/t,

钎钎0.035kg/t,

(2) 瑞典Kristinberg矿, 矿体赋存于绢云母或绿泥片岩、石英岩内。在矿体的上盘为滑石绿泥片岩。矿体由两条平行的矿带组成, 走向长约130m, 倾角45°~70°, 一般为45°。

矿块沿走向布置, 长150m, 当矿体厚度小于5~6m, 布置一条进路; 大于5~6m时, 可布置两条或多条进路。进路宽3~6m, 高4~5m。若为多进路时, 采用间隔式回采。如图2-8-33。

用辅助斜坡道采准。斜坡道度1:7~1:8。从斜坡道至采场掘分屈联络道, 它为三个分层服务, 随着分层的上采, 对分层联络道进行挑顶垫底。斜坡道的一端, 布置脉外溜矿井, 规格为φ2.0~2.5m。

用双机液压凿岩台车打眼, 眼深2.7~3m。用装药车装药。出矿用铲运机将矿石运至溜矿井, 放到下阶段运输水平。出矿后在作业面安装长为2.3m的锚杆。如此循环至整个进路回采完毕。

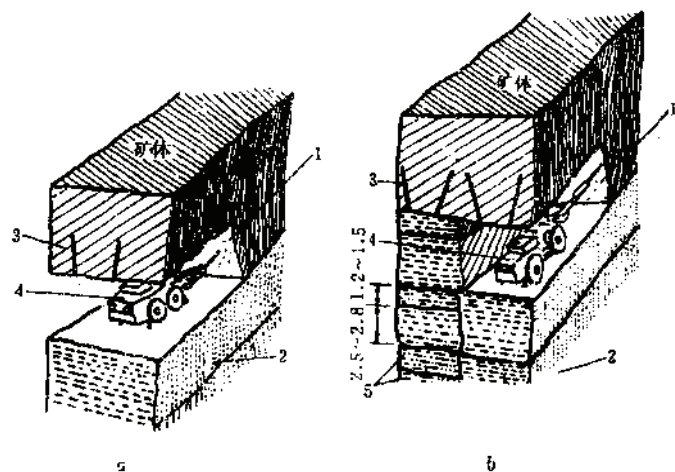


图 2-8-33 上向进路充填法典型图

a—单进路回采图；b—双进路回采图

1—生产分层；2—水砂充填体；3—锚杆；4—凿岩台车；5—胶结充填体（灰砂比1:10~1:20）

充填前在进路口架设滤水挡墙，进路内敷设 $\phi 90 \sim 100$ mm塑料充填管。充填料由充填管充入进路内，直至接顶为止。水泥与砂子的配比为1:10。养护一周后，在相邻进路进行回采。若为双进路时，下盘进路一次进行水砂充填。砂浆浓度均为60%。

平均工班劳动生产率 $23 \sim 27$ t；

损失率一般为3~10%；

贫化率一般为3~10%；

(3) 南斯拉夫Bor铜矿“Coka Dulhan”矿体水平矿柱是用上向水平分层充填法回采完后的顶底柱，每个水平矿柱长100m，宽16m，高8m，含铜品位高达15%，故用上向进路充填法回采。

每个水平矿柱为一个采场。进路宽3m，高2.5~3m，长约100m。每个采场布置5条进路，进路的回采顺序是挨个进行的，一个水平矿柱分三层采完。如图2-8-34。

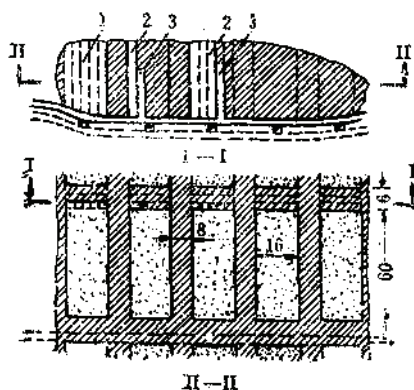


图 2-8-34 上向进路充填法图

1—第一分层已采完；2—充填完进路；3—回采进路

采准工作包括：在矿柱最低水平的下盘岩石中掘进一条运输平巷，并掘矿石溜井和人行天井与阶段运输水平相连。

回采工艺：回采从紧靠垂直矿柱的进路开始，当进路采到约100m时停止，在进路口构筑隔墙并用麻袋布裹好。充填管插入进路，用尾砂一直充填到顶板为止。采场充填和脱水之后，紧挨着充填好的进路，再采一条新进路。这一工艺反复进行直到整个分层采完。8m厚的水平矿柱分三层采完。

主要指标：平均工班劳动生产率15t，

损失率5%

贫化率2~3%

充填体强度 $(3\sim5) \times 10^5 \text{Pa}$ 。

8.5 点柱充填采矿法

8.5.1 适用条件

除充填法适用条件外，主要需满足下列要求。

(1) 厚度大于8m以上的缓倾斜或倾斜厚矿体，

(2) 在有色和稀有贵重金属矿体中，品位相对较低，需避免二步骤间柱回采或地面不允许有较大沉陷的矿床。

8.5.2 主要方案和特点

该法实质是房柱法与充填法的结合，也是房柱法与垂直走向布置的矿房矿柱回采方案的发展，它的主要特点是（指典型方案）：

(1) 几个矿房组成一个采场，在采场内用规则排列在充填体包围中的点柱支撑上盘和回采工作面顶板。

(2) 采场与采场间由充填体或少量间柱与相邻采场分隔，矿柱作为永久损失，不再回采。

(3) 矿体开采仅需一步骤回采，初期回采矿量大。采用尾砂或低标号尾砂胶结充填。

(4) 采场开采面积大，可以采用无轨机械化开采。

(5) 采场的劳动生产率比垂直走向布置，分矿房矿柱的充填法高，能力大，成本低。

(6) 分层矿量与一次充填量大。

(7) 矿石总的损失率较其他充填法大。

8.5.2.1 典型方案 (Strathcona矿)

图2-8-35所示为此法的典型方法。

8.5.2.2 用于急倾斜矿体的点柱充填法的变形方案

这一方案的特点是采场面积较大，点柱在采场中的排列不严格。目的是避免二步骤回采。该法在倾斜矿体的浅部2~3阶段应用成功，如凤凰山、铜绿山铜矿，见图2-8-36。

8.5.2.3 分段点柱充填法 (变形方案)

该方法是点柱分层充填法的变形和发展。它的实质是把每开采一个水平分层（高3~4m）随即充填一层的方法改变为每回采三个分层即分段（高12.5m），集中一次充填的方法。在12.5m高的分段中，上、下各4m高度的分层均采用点柱式方法进行凿岩出矿，回采

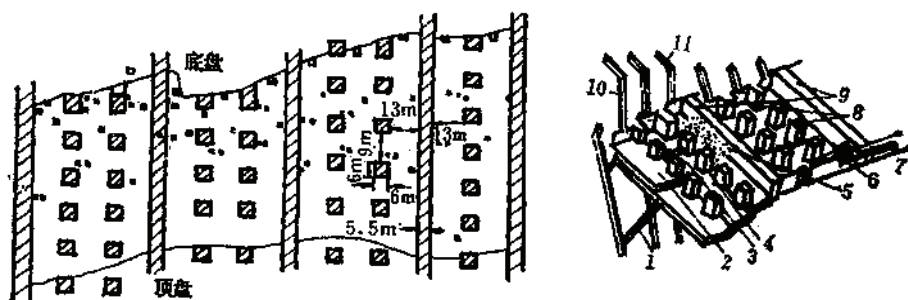


图 2-8-35 Strathcona 矿点柱充填采矿法

1—分支溜井, 2—充填, 3—装矿, 4—撬杆, 5—上向凿岩, 6—回风平巷, 7—点柱, 8—点柱, 9—间柱, 10—辅助天井, 11—穿脉

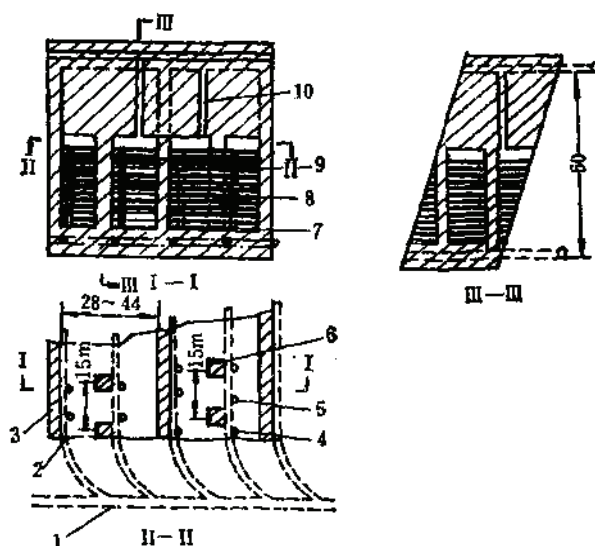


图 2-8-36 铜绿山铜铁矿 IV 号矿体点柱采矿法

1—沿脉运输巷道, 2—穿脉巷道, 3—间柱 (宽4m), 4—溜矿井, 5—洒水人行井, 6—点柱 (6×6 m), 7—钢筋混凝土底柱厚0.8m, 8—充填炉渣, 9—胶结铺面0.4m, 10—充填天井

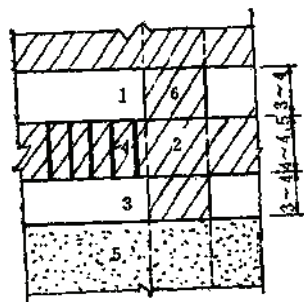


图 2-8-37 分段点柱充填法示意图

1—上分层, 2—中间分层, 3—下分层;
4—炮孔, 5—充填孔, 6—点柱

以后用锚杆支护顶板, 暂不进行充填, 中间的4.5m高一层在上分层凿下向孔爆破, 下分层出矿, 回采过程中, 上、中、下各分层点柱互相对齐, 保持同心, 支撑顶板。出矿一般使用遥控铲运机。充填是在12.5m高的分段全部回采出矿以后一次进行。

该法的效率和劳动生产率较典型方案高, 它一般用于岩石条件更稳固一些的矿山, 如澳大利亚 King-Island 白钨矿, 见图2-8-37。

8.5.3 采场布置及构成要素

这种方法受矿体产状、品位、矿岩稳固性等地质

表 2-8-11

点柱充填法采场尺寸构成要素表

项 目 名 称	加 拿 大 Strathcona 铜矿		印 度 Surda 铜矿	澳大利亚王岛 Dolphin 铜矿		铜绿山铜矿	凤凰山铜矿	三山岛金矿	日本小坂铜矿	俄罗斯夫 Bor 铜矿	西班牙 Soliel 矿
	深<700m	>700m		(分層)	(分段)						
阶段高度 (m)	38~75~150	38~75~150	37.5	70~80	70~80	60	40~80~120	80~100	水平厚矿床	80	100
顶底柱高 (m)	20	20	8~10	15~20	15~20	8~9	12~17	6~10	无		
采场长度 (m)	56~75	56~75	60~180	50~100	40~80	48	50~75	100	40~50	50	~90
矿体厚度 (m)	12~100	12~100	8~30	10~50	10~50	20~40	30~80	10~35	20~50	60	40~110
间 柱 宽 (m)	0~5.4	0~6.0	3~5	0~6	0~6	4	4	5	无	4	5
点柱尺寸 (长×宽 m)	5.4~5.4	6×6	4×4~ (6×7)	6×6	5×5	6×6	直径 5m 圆柱	6×6	5×5	8×8	8.3×5
点柱中心距 (m)	18.6×14.4	18.6×14.4	17×13	14×14	14×14	16×18	不规则	20×18	12.5×12.5	18	19.3×16
其中, 沿走向	18.6	18.6	17	14	14	16	~	20	10~12.5	18	19.3
垂直走向	14.4	14.4	13	14	14	18	—	18	10~12.5	18	16
矿体倾角 (度)	30~50	30~50	35~40	30~40	35~50	65~70°	>70°	30~45	0~10		40°~50°
开始回采日期	1989	1980前后	1973	1972	1982	1980	1973	预计1988	1981	1983之前	1983
分层高度 (m)	3	3	3	4	12.6	4~5	4~5	3	3		4
资料来源	1985年北京有色冶金设计研究院加拿大考察报告		1981年 亚洲采矿 协会	1985年三山岛金矿 澳大利亚考察报告		长沙有色 冶金设计研 究院	凤凰山设计 组	设计	1985年金 川考察组	1983年 世界充填 会议	1986M.M 2期

条件及回收率的限制,目前世界上实际应用的矿山有限,其构成要素及采场尺寸见表2-8-11。

8.5.4 点柱尺寸的计算

七十年代点柱法应用初期,点柱的设计是以矿柱强度和作用在点柱上的最大垂直负荷的估算为基础的。负荷的大小按面积分配理论确定并受矿石回采率的控制,在充填体包围下的点柱,其破坏是在充填料内逐步形成的,不会产生突然的破坏,所以,点柱的设计可按安全系数为1考虑。即 C_P (点柱强度) = δ_P (点柱应力) 时可以稳定支撑顶板。

点柱强度计算的经验公式为:

$$C_P = \sigma_0 \left(\frac{3}{4} + \frac{W}{5h} \right) \quad (2-8-1)$$

式中 C_P ——点柱的强度, 10^5Pa ;

σ_0 —— $30 \times 30 \times 30 \text{cm}$ 岩体单轴抗压强度, 10^5Pa ;

W ——点柱宽度, m ;

h ——点柱高度, m 。

点柱负荷计算式为:

$$\delta_P = \sigma_V \frac{A_i}{A_P} \quad (2-8-2)$$

式中 δ_P ——点柱的负荷, 10^5Pa ;

σ_V ——应力垂直分量, 10^5Pa ;

σ_V —— $0.036H$, H 为被计算矿柱的埋藏深度, m ;

A_P ——矿柱的总面积, m^2 ;

A_i ——总开采面积, m^2 。

实际设计中,点柱尺寸的设计计算,因实际地质条件变化大,仍应参照类似矿山的经验来确定。新设计的矿山,必要时可以进行岩石力学研究、有限元分析、采场试验来解决。

三山岛金矿设计中,点柱尺寸的估算是根据对矿岩不连续界面的量测,统计分析,按梁柱理论计算顶板沿走向跨度和点柱间距,并按点柱内相交的不连续界面交割成的楔形块体重量所必须的支撑面积来估算。最终则由岩石力学专家和采矿工程师根据岩石力学试验成果,结合设计矿山特点并参考类似矿山的具体经验共同研究确定。

8.5.5 采准布置

点柱法亦有天井和斜坡道作为采场出入通道的两种采准布置型式。

采用天井作为采场出入通道的矿山,如 *Strathcona* 镍矿初期和印度 *Surda* 铜矿。

通常采用的是无轨采准布置系统,它包括脉内布置溜井和脉外设溜井两种型式。脉内布置溜井的方案,一般用于电动或小型柴油铲运机出矿的系统, *Strathcona* 镍矿的典型布置如图2-8-38。

脉外方案适用于矿体规模较大和走向长度大以及应用柴油铲运机出矿的系统,此时,一个溜井可供两个或多个矿房共同使用。三山岛金矿脉外采准布置示意图2-8-39。

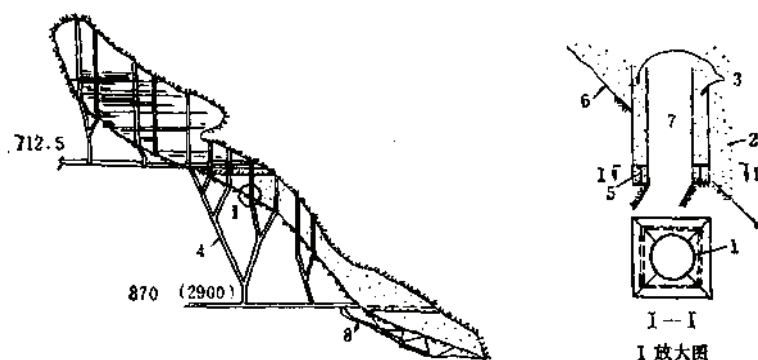


图 2-8-38 脉内采准布置图

1—厚 8~12mm 钢板；2—1:32 灰砂比充填料；3—1:5~1:8 灰砂比；4—枝状溜井；5—工字钢；6—矿体界限；7—钢溜井；8—斜坡道

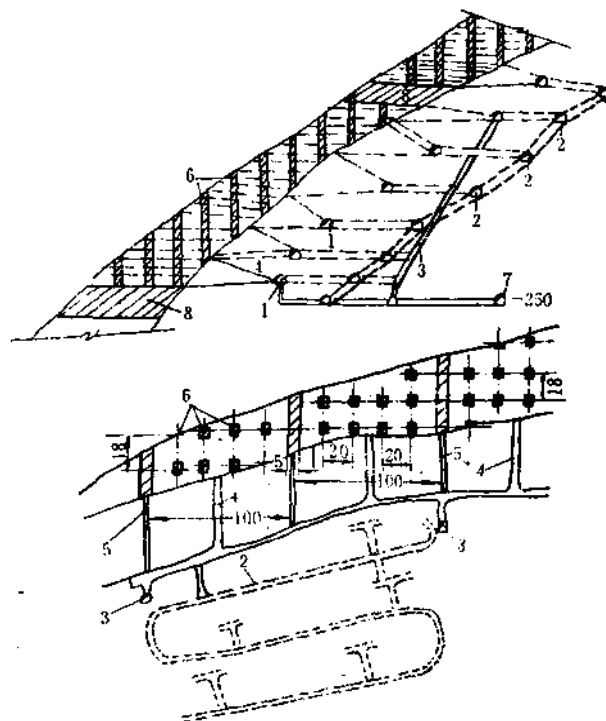


图 2-8-39 脉外溜井方案布置图

1—分段平巷；2—17%斜坡道；3—溜矿井；4—采场联络道；5—通风排水平巷；6—6×6m 方形点柱；7—阶段运输平巷；8—顶柱

8.5.6 充填工作

与其它充填采矿法的充填工作有所不同的是，一次回采充填工作量大，回采充填要求配合密切，可采用尾砂或低标号（1:30）的尾砂胶结充填。

充填准备工作，除与上向水平分层充填有相同的准备工作外，尚需增加：

（1）在点柱与点柱之间设隔墙分次充填，以控制和平衡每次充填量。

（2）采场内设高架人行道，以便充填时铺设或移动管路以及用作分段喷射充填。在

一个长度或宽度很大的采场内，每隔12米架设一个喷射管，用以控制充填料的过分离析。

(3) 当采用斜坡道进行采准切割时，在每次分层充填前，需对斜坡联络道进行挑顶并把废石堆成挡土坝。第一分层的回采，有时需用钻孔排水（上部各分层回采时，在钻孔上设排水井，亦可通过钻孔排水）。如图2-8-40。

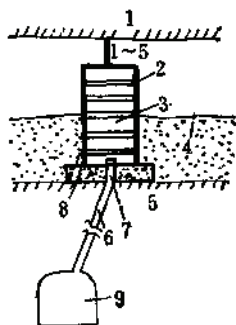


图 2-8-40 排水钻孔布置示意图

1—回采工作面顶板；2—聚乙烯纱布及金属网；3—排水井；4—充填料面；5—回采工作面砂石床板；6— $\phi 165\text{mm}$ 钻孔；7—预埋钢管；8—混凝土底座；9—下部开拓平巷

8.5.7 矿山实例

8.5.7.1 澳大利亚王岛Dolphin铜矿

该矿位于南太平洋塔斯玛尼亚地区王岛的Grassy海湾，矿体由陆地向太平洋倾斜延伸，全矿从上至下为若干断层切断成A、B、C三个主要矿段，目前，C矿段在开采。海底离矿体最近距离为40m，延深垂高300m，走向全长300~400m，厚度5~50m，倾角 $30^{\circ}\sim 45^{\circ}$ 。矿体赋存于砂卡岩中，围岩是大理岩和角闪岩，在矿体直接顶盘，有一条宽度较大的主断层，矿体和围岩的节理较发育，属中等稳固。整个矿井地下涌水不大，与海水无水力联系。

1. 选用点柱式充填法的原因：

- (1) 需要有一定数量的矿柱，用以支撑上盘以保护海底不受破坏，防止海水渗入坑内。
- (2) 可以采用全尾砂充填和提高第一步骤回采时的矿石回收率。
- (3) 机械化程度和劳动生产率高，可以采用生产灵活的无轨设备，以防海水一旦入浸井下时，能随时撤离设备。

- (4) 采场内可以分选，能灵活地控制开采品位。

2. 采场构成要素

- (1) 海床底部留60m高的护顶柱；
- (2) 采场尺寸及分割后矿体的自然尺寸，一般长50~100m，宽5~50m。
- (3) 方形点柱断面 $6\times 6\text{m}$ ，基本不留间柱，回采10年以后，点柱断面改为 $5\times 5\text{m}$ 。点柱与点柱间净宽8~9m，点柱中心距14m。
- (4) 阶段顶底柱15~20m，段高75m。
- (5) 回采分层高4m，分段充填时，高12.5m。

3. 采准系统及其特点

- (1) 不设运输阶段和溜矿井。
- (2) 不设回采分段平巷而是由露天矿用改装的 6.5m^3 铲运机和35~40吨卡车直接经斜坡道进入采场装车后运往地表卸矿站。
- (3) 阶段高75m，每一阶段仅作回采开始时的切割分层用，并非运输水平。

4. 回采工作

回采是从斜坡道采场联络道开始, 第一层回采切割层高4.5~5m, 充填高3m, 留1.5~2m空顶以利下一分层回采时通风和出矿。第二层开始回采高4m, 充3m, 留1~1.5m空顶。正常生产时, 所有采场均可同时凿岩和出矿, 全面拉开, 同时工作4~6个采场, 日出矿石1500t。其典型布置及采场回采平面图见图2-8-41和图2-8-42。

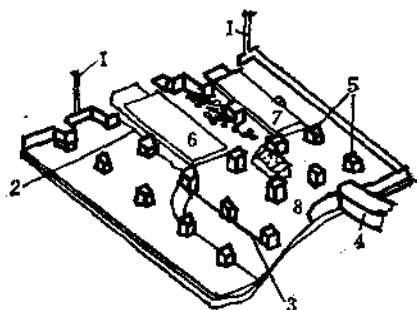


图 2-8-41 典型布置图

- 1—通风排水井; 2—砌筑的隔墙; 3—充填钻孔和管道;
4—通采场斜坡道联络道; 5—点柱 6×6 m;
6—撬杆; 7—凿岩; 8—出矿

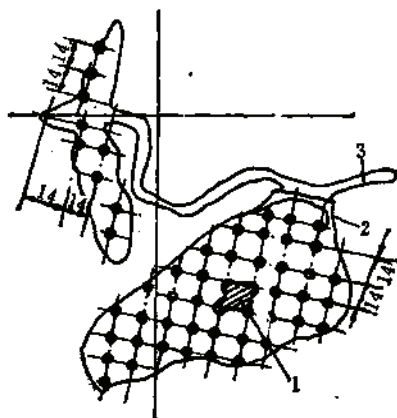


图 2-8-42 -130~-150m分层平面图

- 1—区域矿柱; 2—采场联络道; 3—主斜坡道

近年来, 该矿根据深部矿岩稳定性的实际条件, 采用一种矿山称之为 *Sill-Benching* 的采矿方法。该法实质为分段（高分层）点柱式充填法, 其布置见图2-8-40。每一分段高12.5m内, 中间即最后回采的一个分层, 矿山称 *Sill-Benching*。中间分层的凿岩是在上部分层打下向孔, 孔径 $\phi 65$ mm, 孔距1m, 排距2m, 潜孔钻效率50~80m/班, 亦有采用 $\phi 150$ mm大孔凿岩的, 此时, 效率30~40m/班。爆破采用毫秒雷管, 散装铁油炸药, 每次崩矿量1500~6000吨。

中间分层爆破后的出矿, 用矿山改造的遥控铲运机装到35~40t卡车。回采后在采场架设滤水井, 采场联络道口用废石堆筑成坝后, 一次进行尾砂充填。充填后的排泄水示意图2-8-40。

将某些不稳固有破裂的点柱, 需在充填前用砂浆锚杆进行加固。加固一般采用直径25mm圆钢, 长2.4m, 网间距 2.5×3 m, 如图2-8-43。

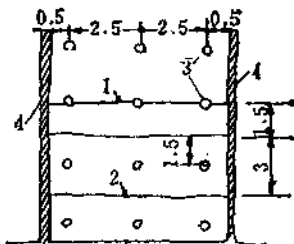


图 2-8-43 点柱加固图

- 1—第一分层采界; 2—切割层回采; 3—撬杆; 4—点柱在矿柱的界线

稳定的或经加固后的点柱受到三维方向充填体的约束, 受力状况大为改善, 能够牢固、安全地支撑顶板, 对保护海底, 防止过大沉降是成功的。

5. 技术经济指标

(1) 掌子面工人平均工班劳动生产率 47~48t

(2) 采场平均生产能力(二班) 300~600t/d

(3) 矿石理论损失率 18.4%

8.5.7.2 加拿大 Strathcona 镍矿

该矿是世界上最早把垂直走向布置采场的方案改用点柱充填法的矿山,采用点柱充填法的采场布置见图2-8-35。每一采场长56~57m,包含3~4排,断面为5.4×5.4m的方形点柱,具体的采场结构尺寸见表2-8-12。

1977年以后,随着矿柱回采经验的积累,对尾砂充填体稳固性的实践和认识以及加拿大矿山V.C.R法回采矿柱经验的应用和发展,在深部矿体倾角变陡,形态较规整等的条件下,点柱充填法应用比重逐年减少。矿山实际应用比例如表2-8-12。

矿山采矿方法比例表

表 2-8-12

采矿方法名称	年度 占 %			回采工人的工班劳动生产率(t)	
	1983	1984	1985	波 动	平 均
点柱水平分层充填法	71	65	50	36~48	45.9
V.C.R法及深孔崩矿	29	35	50	90~103	103.8

1. 采准布置

Strathcona 镍矿采用点柱充填法的采准布置方案,取决于采场出矿设备的性能。电耙或电动铲运机出矿时,一般采用脉内天井作为上下人行材料及作为与采场回采工作面联系的主要通道,天井间距随分段高度而变动,通常为38m;采场内设脉内顺路溜井和泄水井,其布置均与我国矿山相近似,其不同之点是矿体倾角较缓而大量使用了脉内外相结合的分支枝状溜井,运输阶段的间距高75~150m,其实际布置见图2-8-38。

采用柴油铲运机出矿时,一般应用斜坡道作为采场的联络通道。当回采线的长度在150~200m以下时,在采场之间可不设分段平巷而往往是从斜坡道直接向采场开掘分段联络道,逐层上向开采,视矿层与采准实际条件,一条联络道可开拓5~12个回采分层(高15~36m)。斜坡道的位置视技术经济因素选定,上、下盘均有布置,如图2-8-44。采用斜坡道作为采场出入通道时,一般采用脉外溜井方案。

2. 回采工作

凿岩逐步由风动凿岩台车改用电动液压凿岩台车,现全矿共有5台,台年效率30~40万t。

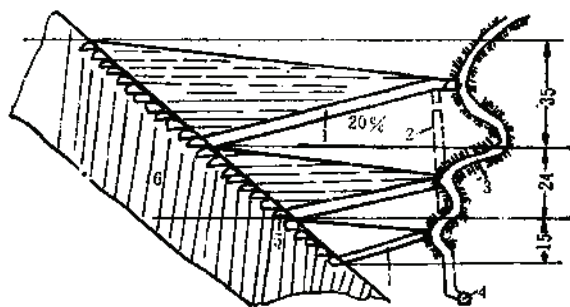


图 2-8-44 斜坡道(不设分段平巷)及采场联络道布置图

1—深部天井, 2—回采天井, 3—斜坡道, 4—阶段运输平巷, 5—回采分层切割平巷, 6—矿体

出矿在1971年以前采用电耙,以后逐步改用ST-4、ST-5柴油铲运机,1979年以后,电动铲运机在深部砂体开采中有了发展。目前,全矿共有电动铲运机四台,其中 1.6m^3 和 3.8m^3 铲运机各两台。铲运机的效率见表2-8-13。

铲运机计划出矿定额表 (在运距50~100m时)

表 2-8-13

车 辆 名 称	小 时 能 力 (t/h)	每吨维修费用 (美元)
1.5 (m^3)	33	1.41
3.0 (m^3)	51.3	1.22
3.8 (m^3)	68.0	1.22
25 (t) 卡车	108.3 (运距~250m)	0.93

其实际回采例子见2700水平34~45采场第四、五分层,如图2-8-45所示。

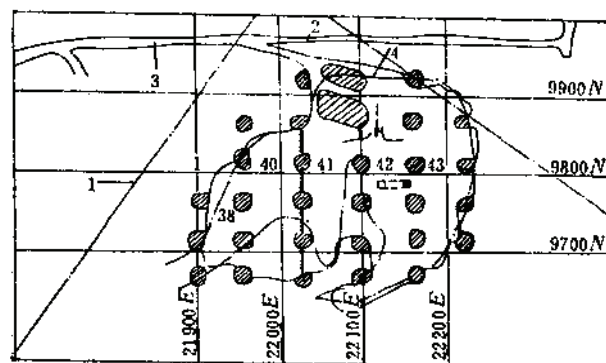


图 2-8-45 2700水平34~35采四、五分层回采平面图

1—Inco与鹰桥公司开采范围分界线; 2—平巷; 3—15%斜坡道; 4—分层

该采场的分层面面积 $2000\sim 3000\text{m}^2$,划分4~5个矿房。采场内设一条斜坡联络道,有二个岔口,使用一台双机气动凿岩台车, 3.8m^3 铲运机或配一台25t卡车出矿和采用1:32(灰砂比)和1:8(运矿底板)的尾砂胶结充填。充填在1~2个矿房依次进行,充填时,各矿房与点柱之间设密闭隔墙。

该二分层总计约6.5万吨矿石量,共回采9.5个月(二班作业)计190天,平均日生产能力340t(包括充填及准备),班产量171t。其中四分层从1983年4月27日开始到9月10日结束,第五分层从1983年9月2日开始准备,9月8日正式开始回采,到1984年2月12日结束。

凿岩和装运设备均系全矿调用,使用设备的实际效率比采场平均效率高得多。

3. 采场充填

充填准备和充填时的内容和做法与国内大同小异。在采用材料与某些结构上的区别和特点如下:

- (1) 采用聚乙烯麻布作滤水材料,抗腐蚀性好,不发霉。
- (2) 泄水井大都采用垂直分段布置,有利于架设与维护。
- (3) 点柱法各房、柱之间,视实际需要设隔墙分次充填,以控制和平衡每次充填量的大小和充填需要的时间。
- (4) 采场充填时架设高架人行桥,以便充填时的管理,便于铺设和移动管路,分段喷射充填料等。喷射管一般每隔12m设一个。
- (5) 根据回采与支护工作的需要,按不同灰砂比的充填料进行充填。如:

每一回采分层表面0.3m厚装矿底板 1:8;

每一回采分层下部2.7m 1:32;

矿溜井及矿柱周围 1:16;

矿柱回采用的事后充填 1:40。

这些比例的控制由计划调度工程师掌握,并由井下充填工与地表搅拌站直接联系,经仪表自动控制来调整。

4. 技术经济指标

- (1) 全矿人数 532人;
- (2) 日产矿石 7000~8000t;
- (3) 坑下工人 435人;
- (4) 全员劳动生产率 13.16t/d;
- (5) 坑下工人劳动生产率 16.09t/d;
- (6) 维修人员占百分数 29.31%;
- (7) 管理人员占百分数 15%;
- (8) 坑下工人占百分数 81.77%。

8.6 下向分层充填法

8.6.1 适用条件

除充填法一般适用条件外,另有:

- (1) 适用于其他充填法难以开采的,矿岩均不稳固、品位较富的金属矿床。
- (2) 充填法两步骤回采时用于回采矿柱。

8.6.2 主要方案及特点

下向充填采矿法是一种自上而下顺序分层回采、分层充填,以巷道进路方式在分层的人工假顶保护下进行作业的回采方法。这种方法有利于实现机械化,并可提前进行采矿工作。但由于不能大量开采、环节多、人工假顶要求强度高,因此生产成本较高。其主要回采方案可分为:

8.6.2.1 长壁式回采

采场布置与一般壁式充填法相似,但具有下向充填法的其它特点。优点是采矿、出矿、充填、支护可平行作业,具有贯穿风流、通风条件较好。缺点是长壁工作面的维护工作量大,工作面各环节关系密切,灵活性差,配合不好时对生产能力影响较大,如矿石品位不均时,不利于调节配矿。

8.6.2.2 长壁扇形式回采

此方案也是长壁式下向回采方案的一种。它以溜井为中心,长工作面扇形推进,每采一个扇形,就充填一个扇形,直至本分层采完,然后转入下分层回采。它的优点是适合电耙的直线耙运,且绞车不需移动而效率较高。缺点是炮孔的深浅不一致。该法在开采面积较小的黄沙坪铅锌矿V号矿体使用效果较好。见图2-8-46。

8.6.2.3 巷道进路式回采

此种布置系一般最常用的下向充填回采方案,可分为水平进路和倾斜进路两种。进路

尺寸和布置又和机械化水平与充填方式有关。

金川龙首矿采用常规气腿凿岩，电耙出矿，碎石混凝土充填，小规格倾斜进路布置，进路尺寸一般 $2.5 \sim 3\text{m} \times 2.5 \sim 3\text{m}$ ，进路倾角 $8^\circ \sim 10^\circ$ ，见图2-8-47。

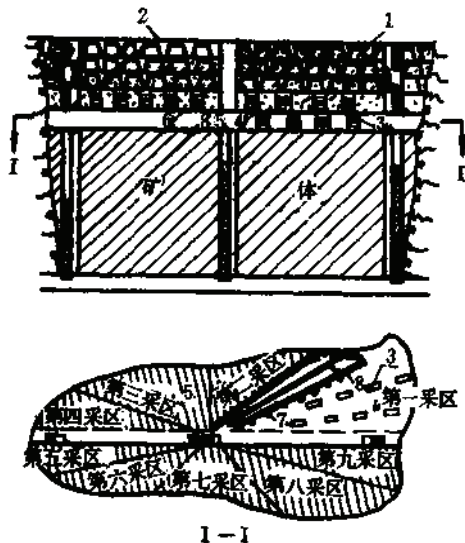


图 2-8-46 黄沙坪铅锌矿下向充填法

1—木棚子；2—木顶梁；3—混凝土柱；4—木板；5—电耙；6—钢筋混凝土底板；7—木立柱；8—木挡板

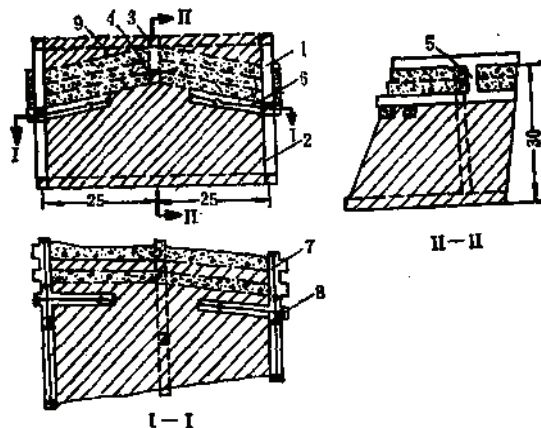


图 2-8-47 金川下向倾斜充填法图

1—人行井；2—溜井矿；3—空脉充填道；4—第二层充填道；5—充填井；6—回采进路；7—分层道；8—电耙；9—充填体层间接触面

这种倾斜进路有利于电耙出矿和粗骨料充填料流动和结顶，缺点是开层时留下的楔形顶柱回采困难，且这种装备水平和回采方式劳动强度大，生产能力低，通风条件差。

机械化水平进路回采方案是现行国外下向充填矿山主要的方案，采用斜坡道进入每一分层，根据人工顶板强度要求，进路尺寸已加大到 $5 \times 4\text{m}$ ，这样不但可实现无轨开采，且趋向于采用大型设备，从而加大了开采强度（参见图2-8-50）。

8.6.2.4 高进路式回采

此方案系针对一般小进路回采的缺点，即生产能力低，每条进路需分别进行打隔墙充填，盘区内干扰大等而改进的。并将进路尺寸增大为 $4 \times 4\text{m}$ ，进路的两壁上半部为充填体，下半部为矿体，从而可使单双进路错开 2m 高度进行回采。全部单号（或双号）进路回采完后，与分层联络道一次充填。这样不但减少充填环节和次数，且可实现小型机械化加大采场生产能力，对充填结顶也有效。缺点是两壁的整体性差，由于需等一个分层一半进路采完后才能充填，使进路采空后待充时间长，增加不稳定因素，另外分层联络道的高度为进路的一半，只有 2m ，稍大一点的设备无法使用。见图2-8-48。

8.6.3 采场布置及构成要素

下向充填法的采场布置一般不受矿体形态变化的限制，当矿体厚度 $<20\text{m}$ 时采用沿走向布置，采场长度根据选用的出矿设备而定，一般 $50 \sim 100\text{m}$ 。如法国Penarroya铅锌矿，见图2-8-49。

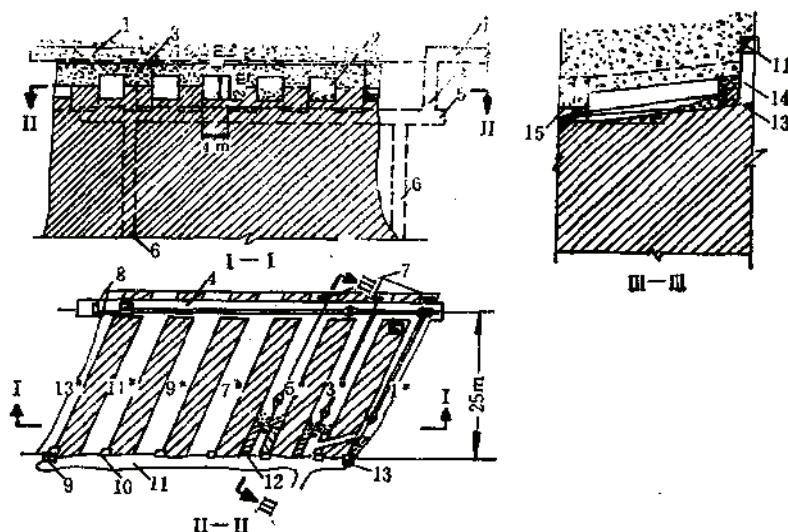


图 2-8-48 金川下向高进路充填法图

1—1520水平行穿脉道；2—回采进路；3—上、下盘顶顺路天井；4—分层道；5—第四层分层道；6—上、下盘溜矿井；7—进路出矿电耙；8—分层电耙道；9—充填井；10—充填井；11—充填道；12—扩帮炮孔；13—人行、材料井；14—压顶炮孔；15—电耙耙座

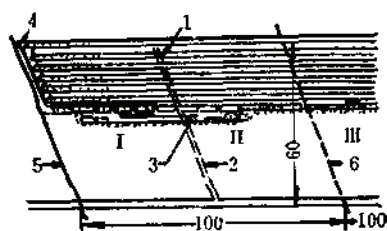


图 2-8-49 Penarroya矿采场布置纵剖面图

I—凿岩和爆破；II—装矿；III—充填 1—充填天井；2—矿石溜井；3—人行道路；4—通风平巷；5—矿块边界；6—采矿边界

当矿体厚度 $>20\sim25\text{m}$ 时采用垂直走向布置，一般划分盘区开采；采用电耙出矿时，盘区尺寸为 $25\sim50\text{m}\times$ 矿体厚度；采用铲运机出矿时，盘区尺寸为 $50\sim100\text{m}\times$ 矿体厚度。进路尺寸采用常规设备时 $2.5\sim3\times2.5\sim3\text{m}$ ，无轨开采时为 $4\sim5\times4\text{m}$ 。

进路布置可分为单侧进路和双侧进路；回采顺序则可分为单、双号进路间隔二次回采和划分小采区连续回采，详见实例。

8.6.4 采准布置

按采用的机械化水平不同可分为天井或斜坡道作为采场出入通道的两种布置方式。

采用天井作为采场通道的矿山如金川龙首矿和盘石镍矿（设计），系脉内采准。垂直走向布置矿块，矿块长 50m ，以穿脉运输道为中心左右各 25m ，在矿块中部靠底盘放矿溜井与运输阶段的运输平巷贯通，构成穿脉装矿系统。矿块两端靠底盘设通风、行人和泄水天井。分层联络道由溜矿井沿矿体底盘向两边掘进，分层道距矿体边界 2m 处开凿电耙硐室，安装电耙，溜井随分层下移，其上部则预留一回风井，每二条进路通过一条预留的充填小井连通矿块上部的充填电耙道。这种方式的采准比一般为 $3\text{m}/\text{kt}$ 或 $16\text{m}^3/\text{kt}$ 左右。

采用无轨设备开采的斜坡道脉外采准如金川二矿区（试验采区及设计）及国外一些矿山。沿矿体走向每 80m 划分盘区，阶段间按 $1:7$ 坡度掘凿分斜坡道，每 20m 垂高开凿一条脉外分段平巷，担负五个分层的回采工作，自分段平巷掘分层联络道和溜矿井、通风井的

联络道, 每个盘区设有一条溜矿井, 二个盘区设有一条回风井, 另整个矿体有二条入风天井及联络道。采准比约 $2.3\text{m}^3/\text{kt}$ 或 $43\text{m}^3/\text{kt}$ 。见图2-8-50。

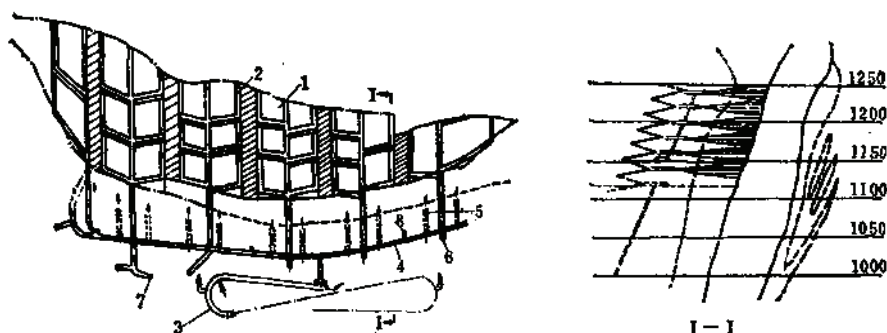


图 2-8-50 金川二矿区下向分层充填盘区及采准布置图

1—盘区; 2—盘区矿柱; 3—分斜坡道; 4—分段平巷; 5—分段联络道; 6—溜矿井; 7—废石溜井; 8—回风天井

8.6.5 人工假顶

人工假顶是下向充填最关键的结构, 要求在人工假顶下能安全作业, 根据发展的要求, 其下面的进路不支护或用少量锚杆支护即可。

人工假顶的抗压强度设计一般取 $4\sim 5\text{MPa}$, 一些矿山的人工假顶结构如下:

(1) 金川龙首矿采用碎石混凝土, 设计要求人工假顶抗压强度为 5MPa , 每 m^3 混凝土配比如下:

水泥 210kg ; 砂石 2150kg ; 水 240kg 。

进路全部采用 $<40\text{mm}$ 的戈壁集料, 按上述配比进行充填。实际水泥含量为 $150\sim 220\text{kg}/\text{m}^3$, 水灰比为 $1\sim 1.5$ 。实测充填体强度较低, 7天为 1.5MPa ; 28天为 3MPa 左右。

由于电耙充填工作不连续而产生分层现象, 影响整体强度。高进路方案中, 在 $\frac{1}{3}\sim \frac{1}{2}$ 进路长度的底板铺筋, 纵筋应与分层联络道钢筋搭接, 并采用 $\phi 16\text{mm}$ 吊挂筋。

(2) 金川二矿区机械化下向充填采用 3mm 戈壁集料棒磨砂, 砂浆浓度 78% , 4m 高的进路下部 1.8m 用 $1:4$ 灰砂比, 上部用 $1:8\sim 1:10$ 灰砂比, 在底板垫 30cm 厚矿石层, 铺金属网。

这种方式是采用瑞典Garpenberg矿的模式, 进路尺寸为 $5\times 4\text{m}$, 基本不用支护, 仅在必要时打锚杆加固人工顶板。见图2-8-51。

(3) 日本松峰、深泽等矿采用尾砂水泥胶结充填, 砂浆浓度 $65\sim 70\%$, 进路尺寸 $4\times 3\text{m}$, 在底板铺设钢筋和金属网, 钢筋长 3.2m , 直径 19mm , 间距 250mm , 下部 0.6m 高。采用 $1:4$ 灰砂比充填, 上部用 $1:10$ 灰砂比充填。人工假顶强度为 $2\sim 3\text{MPa}$ 。进路局部用木支护。

(4) 法国Penarroye矿由于矿体厚度较小($1\sim 20\text{m}$, 平均厚度为 3m), 采用沿走向进路回采, 进路尺寸为 $4\times 4\text{m}$ 。

采用混凝土充填, 人工顶板厚 1.5m , 上部 2.5m 则不充填, 要求人工顶板抗压强度 7

天为10MPa,并考虑了能承受围岩塌落的冲击。每 m^3 混凝土材料配比为:

砂: 0~6mm, 1160kg;

碎石: 6~20mm, 1160kg;

水泥: 140kg;

水: 140kg。

先铺20cm厚矿石垫层,在下分层爆破时以保护人工顶板,再铺金属网,并用钢丝绳悬挂到交错布置在矿壁或顶板内的钩形锚栓上,锚栓间距2m,离底板约80cm。见图2-8-52。

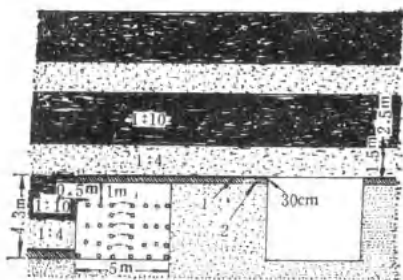


图 2-8-51 Garpenberg和金川二矿区典型
进路充填剖面

1—金属网; 2—松散矿石

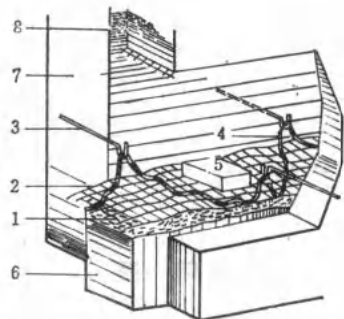


图 2-8-52 浇灌混凝土前的采
场准备工作

1—矿石垫层; 2—焊接的金属网; 3—勾形锚桩;
4—连接金属网与勾形锚桩间的钢丝绳; 5—聚
乙烯块; 6—矿石; 7—矿壁; 8—以前充填的分层

8.6.6 充 填

8.6.6.1 充填准备工作

(1) 尽量接近进路顶板架设充填管,一般采用 $\phi 90\text{mm}$ 塑料管,一直伸至进路端部,可用链子将管道挂起来,挂勾间距为3~4m;

(2) 进路底板最好铺200~300mm厚矿石垫层,以防止下层回采时破坏人工顶板;

(3) 垫层上铺金属网,可采用3~5mm直径金属网,网度为50mm;

(4) 上述工作结束后,便可在进路打充填隔墙,隔墙形式同上向进路充填,见图2-8-31;

(5) 为防采场(进路)泄水污染巷道,在挡墙外3~4m处设一小截水坝。

8.6.6.2 充填

在进路外挖一泵池,设一台潜污泵以排除充填污水。进路可分几个阶段进行充填,第一阶段按1:4灰砂比连续充填达到进路下部设计的高度(1.8~2m),结束后至少要停一个班再进行第二阶段充填。可沿进路长度分2~3段进行充填,中间筑隔板,从进路最里面充,当分段结顶时,在适当位置锯断充填管。随着充填高度的增加,同时在隔墙开口处钉上木板。在充填作业完全结束时,最好能在木墙最高处留一小开口,便于当充填接近顶板时放气和观察充填情况。

充填结束后切断木墙外的充填管,当充填体凝固后,可撤除木墙重复使用。

8.6.7 矿山实例

8.6.7.1 龙首矿下向倾斜分层充填法

该法为龙首矿主要回采方案,采用沿走向倾斜布置进路,矿块(采场)长25~50m,宽为矿体水平厚度,阶段高60m,中间设副中段高30m。采用天井联络各回采分层,在矿体上下盘各掘一条断面为 $1.6 \times 2\text{m}$ 的天井。该天井随回采下降在充填体中再继续预留。其回采分层以上的一段用作通风和人行,以下的一段仍作溜矿井用。充填道设于矿块的一侧,即位于倾斜分层的最高点,主要用于进路充填与回风,该巷道一般每回采四个分层后需向下转移一次,每分层的开掘首先需从顺路天井向上、下盘掘一条断面为 $2.5 \times 2.5\text{m}$ 的分层巷道,沿矿体走向向上掘进,倾角为 $8^\circ \sim 10^\circ$,断面为 $2.0 \times 2.0\text{m}$ 的切割斜巷,到采场的顶端,接着从切割斜巷端的顶板向上掘一直径0.8m的充填小井,与上部充填横巷贯通,以解决进路充填与通风。然后再沿切割道的全长开帮压顶至进路的设计规格。进路宽3~4m,高2.5~3m,间隔回采。每采完一条进路后,将矿石清理干净,把进路口用5cm的木板及草袋封闭,再用圆木加固,然后充填。每采完一条进路,充填一条,直到该分层的进路全部采完,最后充填分层道,转入下一分层的回采。

1. 采场生产能力

龙首矿自1974年试验下向分层充填法以来,工艺过程不断完善,在目前粗骨料电耙充填、气腿凿岩机凿岩、电耙出矿这一工艺情况下,历年综合平均日生产能力每一采场为50t左右。

影响采场生产能力的因素主要是充填工作和矿体厚度。据综合分析,由于各种原因影响的充填班数占充填工作40%;距充填站近的采场能力较大(50~70t/d),远的较小(25~35t/d);矿体厚度<30m的采场能力30~37t/d, >50m为50~80t/d。

2. 下向转层时生产能力

在分层回采结束转入下一分层时,由于下一分层最初开掘分层道时,其位置在上分层的下部。而上分层的分层道是最后充填,所以需等待时间,并且掘进条件较差,支护工作量大,又未正式进入采场,因此生产能力要降低。据不完全统计转层时采场生产能力平均为24t/d,比平均采场生产能力低一半左右。

3. 主要技术经济指标:

采场能力	50t/d
采矿工班效率	7.3t
凿岩台班效率	56t
损失率	4.4%
贫化率	7.9%
下降速度	6~10m/a

8.6.7.2 金川龙首矿下向高进路回采方案

1. 采准布置

矿块长25m,宽为矿体的水平厚度,阶段高度60m。分层道断面为 $2.0 \times 2.5\text{m}^2$,靠上、下盘各掘一条断面为 $2.0 \times 2.0\text{m}^2$ 的天井,靠上盘为通风井,靠下盘为溜矿井。回采过程中靠上、下各盘预留一条 $2.0 \times 2.0\text{m}^2$ 的顺路天井,作行人、下料及通风用。在上部水平设一 $2.0 \times 2.0\text{m}^2$ 的沿脉主充填道,每回采3~4个分层掘一条穿脉充填道,通过混凝土充填井和人行井与充填道联通,充填道在回采时,兼作回风道用。为了提高电耙运混凝土的效率,其坡度为 5° 左右,采切比为10.9m/kt。

2. 回采

回采进路沿矿体走向布置,宽4m,高4m,长25m。整个采场分成13条进路,相邻上、下分层的进路在垂直方向上交错2.0m。图2-8-51中1、3、5、7、9、11、13号进路为第一分层,进路高2m,宽4m,间隔4m。该层全部进路采完后,撤出全部设备,吊放在顺路天井内。平整进路及分层道底板,安装吊挂

锚杆, 铺设钢筋, 封闭溜矿井, 架设顺路天井模板, 而后将全部进路及分层道一次充填, 形成预备层。

回采第二分层时, 首先在第一分层道下面, 从下盘溜矿井至上盘天井掘一条高2m、宽2.5m的分层道, 而后回采0号至12号的双号进路。待全部进路采完后, 按第一分层的工序铺设钢筋并进行充填, 并依次回采下部分层。

回采进路时, 先掘一条2.0×2.0m的回采巷道至进路尽头, 接着向上掘一直径为0.8m的充填小井与充填横巷贯通, 形成进路通风系统。而后扩帮挑顶形成4×4m的进路, 采用YF-25凿岩机凿岩, 28kW电耙将矿石耙到分层道, 再用30kW主电耙将矿石耙入下盘溜矿井。

第二分层以下的各层进路, 因在混凝土人工顶板下工作, 较安全, 不用支护。为解决靠近上、下盘矿石破碎易冒落, 改用2米高的进路回采, 其宽度为2~3m, 将该进路留在最后回采或随采随充, 以减少进路顶板及围岩的暴露时间。

3. 主要技术经济指标

采场能力: 平均94t/d;

采矿工效: 平均8.8t/d;

凿岩台效: 56t/d;

损失率: 5%;

贫化率: 7.8%;

主要材料消耗

炸药: 0.366kg/t; 钢筋: 0.194kg/t;

雷管: 0.36个/t; 钎钢: 0.076kg/t;

导火线: 0.89m/t; 合金片: 0.34g/t;

木材: 0.0012m³/t; 水泥: 75kg/t;

8.6.7.3 金川二矿区机械化下向分层充填(国外设计)

二矿区1号矿体赋存于超基性岩体中, 长800~1600m, 厚度平均98m, 倾角60°~75°, 顶底盘均以二辉橄榄岩为主, 矿岩均不够稳固, 垂直应力为3~5MPa, 选用大规模机械化下向分层充填, 主要设备为: 双机液压凿岩台车、12t铲运机、装药车、锚杆台车以及各种服务车。沿矿体走向每100m划分一个矿块, 其中盘区长80m, 盘区矿柱20m, 每一盘区再按30×40m左右划分采场, 每采场垂直走向布置7~8条进路, 进路尺寸为5×4m, 盘区采场数随矿体厚度变化在3~9个, 平均为6个。每个采场有一条进路工作连续回采。见图2-8-50。

1. 采场生产能力计算(做为一种方法供参考)

由于全部生产工序实现了机械化, 盘区采场划分规范化, 因此采场生产能力可进行计算。

1) 凿岩

每盘区配备1台凿4m孔深的双臂液压凿岩台车, 进路断面20m², 布置41个炮孔, 每次循环进尺3.6m。

每循环凿岩时间:

$$T = \left[\frac{l}{b} \left(\frac{n_1}{m} + n_2 e \right) + (n_1 + n_2) \frac{S_1}{m} + S_2 \right] r \quad (2-8-3)$$

式中 l ——炮孔深度, 4.0m;

b ——直径38mm炮孔穿孔速度, 1.5m/min;

e ——小直径与大直径(70mm)炮孔之比的穿孔系数, $e=3$;

n_1 ——每循环小直径炮孔数量, 38个;

n_2 ——每循环大直径炮孔数量, 3个;

m ——凿岩机台数, 2;

S_1 ——每孔所需开孔、退钎、移位时间, 1.5min;

S_1 ——台车每循环所占就位时间, 15min,

r ——干扰系数, 1.25。

$T = 150\text{min}$ 。

2) 装药

采用带750L ANFO容器的装药车进行, 每班2名工人操作。

每循环装药时间,

$$T = \frac{KV}{a} \quad (2-8-4)$$

式中 K ——炸药单耗量, $1.74\text{kg}/\text{m}^3$,

V ——每循环崩矿量 $3.6 \times 20 = 72\text{m}^3$,

a ——装药速度, $1.0\text{kg}/\text{min}$ 。

$T = 125\text{min}$ (一个人操作)。

当二个人操作时,

$T = 125 - 25$ (就位时间) $+ 2 \div 25 \times \text{min} = 75\text{min}$

(*25min——为干扰影响时间)

3) 通风

采用压一抽管道通风时仅需5min, 现按20min计算。

4) 支护

人工顶板下的进路一般不需支护, 计算生产能力时按采用系统锚杆支护, 每循环12根锚杆。锚杆台车每班可打48根锚杆。

每循环打锚杆时间,

$$T = \frac{s}{c} n \quad (2-8-5)$$

式中 c ——台车台班能力, 根,

s ——每班时间, 480min,

n ——每一循环需打锚杆数, 12根。

$T = 120\text{min}$ 。

5) 挑毛

每循环人工挑毛时间: $T = 15\text{min}$ 。

6) 装运矿

采场装运矿采用载重12吨的柴油铲运机, 平均运距175m, 每循环崩矿量216t。

每分钟铲运机装运能力

$$L = Q \frac{60}{t_f + \frac{2a}{v}} \frac{r_1}{r_2} \quad (2-8-6)$$

式中 L ——铲运机装运能力, t/min ,

Q ——铲运机载重, 12t,

t_f ——铲装和卸载时间, 90s,

f ——块度破碎质量系数, 1.0,

a ——运输距离 (单程), 175m,

v ——运行速度, $1.5\text{m}/\text{s}$,

r_1 ——装矿条件, 1.0,

r_2 ——干扰系数, 1.25。

$$L = 1.78t/min.$$

每循环总装运时间:

$$T = \frac{R}{L} + S_1 + S_2 \quad (2-8-7)$$

式中 R ——每循环崩矿量, 216t;

S_1 ——装矿准备时间, 5min;

S_2 ——清理时间, 10min.

$$T = 136min.$$

7) 测量

下一循环凿岩开始前, 采场进路方向需经测量检查, 取15min.

8) 充填准备工作

包括吊装充填管, 底板垫矿石铺金属网, 架设隔墙, 估计约2个班。

9) 充填

每条进路平均长度30m, 分两阶段充填, 总充填时间约4个班。

采场回采周期总时间 (不包括充填), 为531min,

2. 盘区生产能力

以一个盘区平均有6个采场进行计算, 同时工作的采场数是变化的, 因此能力也是变化的。根据上述每一循环周期531min, 充填总时间为6个班, 一个盘区一分层总回采时间为345个班或4.2个月, 盘区分层储量约11.6万t, 则盘区平均日生产能力为1009t/d。而总回采时间是根据不同期间同时工作采场 (进路) 进尺排出来的, 如开始开层36个班和最后结束收层65个班, 同时工作进路数仅1~3个, 在最后65个班的结束期间, 为了提高产量, 应与下分层的开层重叠同时工作, 可增加12%的产量。

每盘区按同时工作的采场 (进路) 计算的生产能力, 见表2-8-14。

盘 区 生 产 能 力

表 2-8-14

同时工作采场	每班进尺 (m)	每日进尺 (m)	每日生产能力 (t/d)
1	$\frac{480}{531} \times 3.6 = 3.25$	9.75	585
2	$\frac{480}{531+170} \times 7.2 = 4.9$	14.7	882
3	$\frac{480}{531+2 \times 170} \times 10.8 = 5.95$	17.85	1071
4	$\frac{480}{531+3 \times 170} \times 14.4 = 6.64$	19.9	1195
5	$\frac{480}{531+4 \times 170} \times 18 = 7.15$	21.45	1287
6	$\frac{480}{531+5 \times 170} \times 21.6 = 7.5$	22.5	1350

注: 表中分母的170系不能平行作业的凿岩、通风时间。

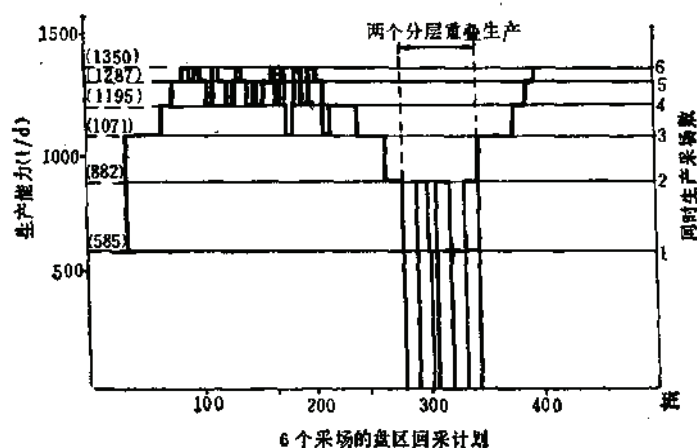
盘区回采计划见表2-8-15。

从表中可看出同时工作采场的变化, 正常生产时, 同时工作仅3个采场。

上述分析仅考虑一个盘区一个分层条件, 而在回采第一分层时, 生产能力将降低50%, 因此矿山正常生产应有备用盘区。

盘区回采计划表

表 2-8-15



8.7 壁式充填法

8.7.1 适用条件

除适用充填法条件外，主要用于上盘围岩稳固性差，产状比较规整的缓倾斜极薄至中厚矿体。

8.7.2 主要方案及特点

壁式充填法的特点是用阶段平巷和上山将矿体划分采场，沿倾斜矿壁(上山)从采场的一端沿走向推向另一端，随着回采工作面的推进，有计划地进行充填；工作面长度较长，一侧为充填体，另一侧为矿壁，靠充填或加局部支柱来支撑上盘围岩，维持工作面的安全。

8.7.2.1 典型的壁式削壁充填方案

回采自上山开始，呈长工作面沿走向推进，矿石和围岩分别用浅眼爆破，采场内用电耙运输，采空区用废石和混凝土预制块垛护顶。该方案运矿尚称方便，矿石贫化损失率少，通风条件好。但劳动强度大，工效低。适用于顶板较稳固的极薄矿体采用。见图 2-8-53。

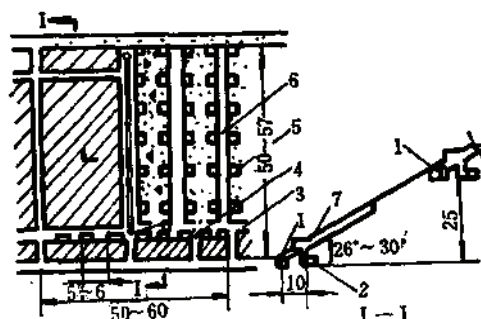


图 2-8-53 湘西金矿壁式削壁充填法

1—沿脉平巷(2×2.2m); 2—脉外平巷(2×2.3m); 3—切割横巷; 4—人行通风井(1.5×2m);
5—哑铃型混凝土垛; 6—标准天井(1.5×2m); 7—横巷(2×2m)

8.7.2.2 中深孔崩岩，浅眼崩矿的壁式充填方案

为了减轻劳动强度，避免矿岩混合，苏联Ингичкынский矿采用中深孔崩岩，浅孔崩矿的选别回采工艺。在长壁工作面上，掘进断面为 $3 \times 1.8\text{m}$ 和长 2m 的进路，在进路侧帮向岩石中钻凿3个 $\phi 52\text{mm}$ 的平行长工作面的深孔，孔深 $6 \times 10\text{m}$ ，再在矿石中钻凿垂直长工作面的 $\phi 46\text{mm}$ 和深 1.8m 的浅孔。先起爆深孔，将岩石抛至采空区充填；浅孔崩下的矿石留在原地，用自行式耙矿机运出。凿岩使用台车，装药使用装药车。该矿用这种回采方法开采厚 $0.2 \sim 1\text{m}$ 、倾角 $10^\circ \sim 36^\circ$ 矿脉时，贫化率较混合回采可降低 $30 \sim 40\%$ ，见图2-8-54。

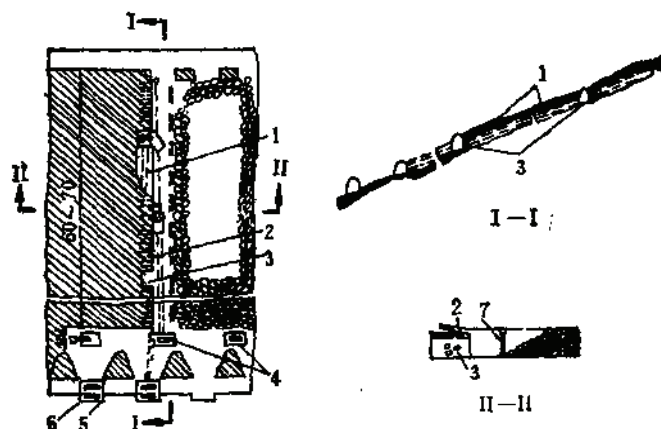


图 2-8-54 中深孔崩岩和浅眼崩矿的壁式充填法

1—中深孔；2—浅孔；3—凿岩进路；4—自行电耙装置；5—电耙绞车；6—装载平台；7—金属支柱

8.7.2.3 超前崩岩而后崩矿的壁式充填

为应用无轨自行设备开采薄矿脉，将矿块分为两层，分别回采。上层为岩石分层，其高度保持自行设备能工作；下分层为矿石分层。上分层的回采超前下分层 $20 \sim 30\text{m}$ 。两个分层均使用凿岩台车钻孔，下分层的矿石用铲运机装入汽车；上分层的岩石用铲运机运至采空区充填。上层回采时，可用杆柱加固顶板。下分层最小高度为 1.8m 时，对贫化率有利。矿体厚度越接近此值，贫化率就越低，回采率就越高。该法效率较高，采矿成本较低，适用倾角不大于 $8^\circ \sim 12^\circ$ 的薄矿脉的开采，见图2-8-55。

8.7.2.4 壁式进路充填方案

由于典型的壁式充填法控顶距较大，当顶板稳固性差时，维护困难，充填时还需架设“帮门子”而造成木材消耗和支护工作量大的缺点。湘潭锰矿采用壁式进路充填方案。它具有壁式推进和进路回采的特点。该法凿岩、爆破、出矿、充填都在一梁两柱的木棚子下作业，安全性好，进路回采损失贫化少，但进路较长壁断面积小，工效低，且工作面是独头，通风条件差。主要用于倾角小于 35° ，厚度为 $2 \sim 4\text{m}$ 的矿脉，见图2-8-56。

8.7.2.5 倾斜壁式进路充填方案

倾斜壁式进路充填方案与壁式进路充填方案相似，不同点是进路断面成平行四边形，斜向已充填进路，且断面较大。目的为使相邻进路的松散充填料能维持稳定，减少塌落，从而降低损失率和贫化率。采矿由进路的两端同时向中央推进，并采用无轨设备开采，生

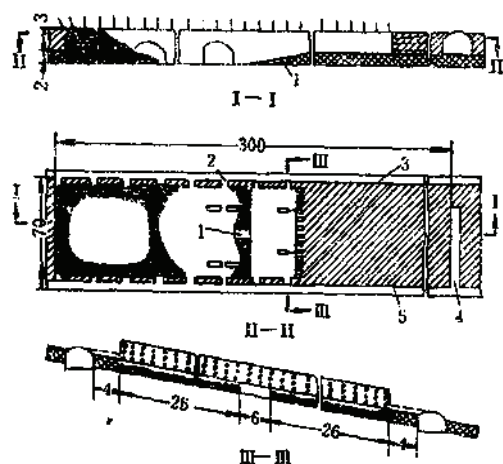


图 2-8-55 超前崩岩事后崩矿的壁式充填法

1—斜坡道；2—回风通道；3—回风平巷；
4—切割天井；5—运输平巷

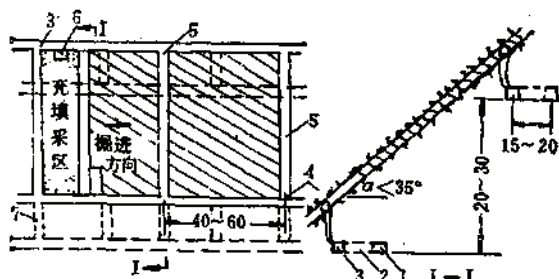


图 2-8-56 壁式进路充填法

1—脉外运输巷道；2—联络道；3—装车平巷；
4—切割巷；5—切割上山；6—预留顶柱；7—溜井

产能力比壁式进路充填方案高。该法适用矿体顶板规整，倾角平缓，厚度为3~7m的矿体，见图2-8-57。

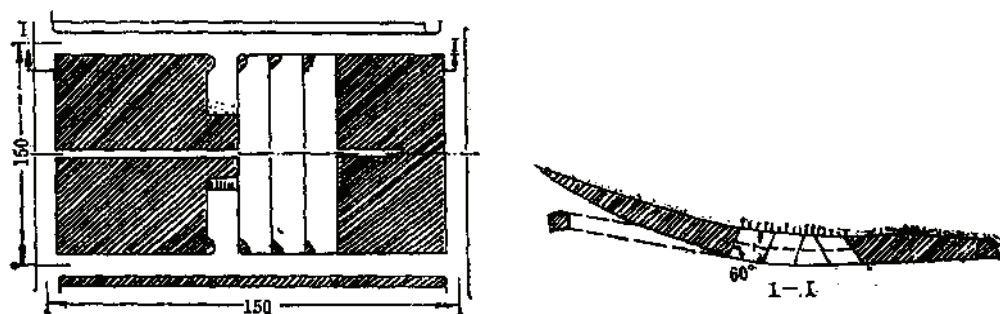


图 2-8-57 倾斜壁式进路充填方案图

8.7.3 采场构成要素

壁式充填法一般沿矿脉走向布置采场，矿脉尺寸受矿体厚度、倾角和出矿设备的影响较大，部分矿山的简况见表2-8-15。

8.7.4 壁式充填法的回采工艺

壁式充填法的采准与回采基本与壁式崩落法相同，现仅就壁式充填法的几个特殊问题加以叙述。

8.7.4.1 壁式充填法的回采方式

1. 一采一充留控顶距

工作面先回采两排柱距，充填一排柱距，留控顶一排作下一排工作场地和爆破补偿空间，每排柱距一般宽1.5~2.5m，这种典型的回采方式，适合顶板围岩相对稳固的极薄矿

壁式充填法简况表

表 2-8-16

矿名	壁式充填方案	矿脉的赋存条件		采场的主要尺寸					出矿设备
		厚度 (m)	倾角 (°)	沿走向长 (m)	斜长 (m)	阶段高 (m)	顶柱 (m)	底柱 (m)	
湘西金矿	(典型的)壁式削壁充填法	要求 >0.7	平均26°	50~60	50~57	25	无	无	电耙
湘潭锰矿	壁式进路充填	平均2.03	<33°	40~50	40~60	20~30	无	3~5	电耙
	中深孔崩岩浅孔崩矿壁式充填法	平均0.7	10°~35°		60~70		有	有	电耙
苏联某矿	超前崩岩, 嗣后崩矿壁式充填法		<8°~ 12°	300	70		有	有	铲运机装汽车
芬兰 Vuonos	倾斜壁式(进路)充填法	平均 4~5	平缓	150	80~100		无	无	铲运机装汽车

体,其优点是作业及通风条件都较好。

2. 二采一充不留控顶距

工作面连续回采二排柱距,然后一次充填。第一排为进路式回采,第二排为长壁式回采。该法多用于水砂充填矿山。

3. 一采一充不留控顶距

一采一充就是前述的进路回采壁式推进方案。进路宽度变化较大,常为2~8m,前者用于顶板不稳固,采用水砂充填的矿体,后者用于顶板中等稳固,采用无轨设备回采的矿体。

8.7.4.2 削壁量的确定

(1) 在采幅能满足作业空间和削壁量刚够充填量的前提下,削壁厚度可按下式确定。

$$B = \frac{AK_C}{K_P - K_C} \quad (2-8-8)$$

式中 B ——削壁厚度, m;

A ——矿脉厚度, m;

K_P ——岩石松散系数;

K_C ——采空区充填系数。

(2) 采用超前崩岩事后崩矿方案,常以设备最小工作高度作为削壁厚度。为避免多余的岩石运出采场和能获得理想的贫化率指标,理想的矿脉厚度可由式(2-8-8)求得。

8.7.4.3 充填工作

1. 干式充填

壁式削壁充填法均用削壁下来的废石进行充填,有的用大块废石砌筑一或多个整齐的围墙,中间用碎石充填接顶,并外加有规则的预制混凝土垛,以支撑采空区;有的用中深孔,定向爆破岩石抛入采空区充填;还有的矿山用铲运机运废石充采空区等。

2. 水力充填

水力充填料一般用分级尾砂和30~40mm的碎石。

充填准备工作包括清理场地, 钉砂门子或筑钢筋混凝土隔壁, 墙上装有滤水设施, 最后架设充填管道等, 见图2-8-58。

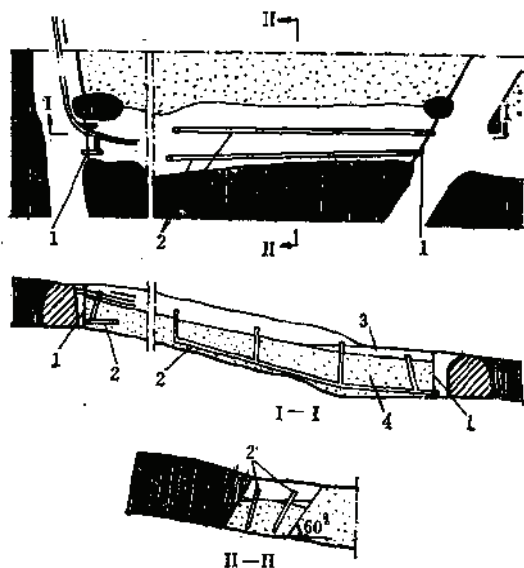


图 2-8-58 Vuonos 矿采场充填示意图

1—隔墙; 2—排水装置; 3—水; 4—充填料

充填是由下而上间歇后退进行。用支柱的矿山, 根据顶板稳固情况还有计划地拆除部分支柱。拆一段, 充填一段。因采场顶板是倾斜的, 故充填接顶较好。

8.7.4.4 采场支护

控顶区一般采用锚杆护顶, 有的还喷射一层混凝土。个别矿山采用木棚子或混凝土垛支护。采空区靠充填料支撑。

8.7.5 实例

8.7.5.1 湘西金矿沃溪坑口

矿体赋存于紫红色板岩的层间断裂和羽毛状节理中, 走向长500~1500m, 倾角 $20^{\circ} \sim 38^{\circ}$, 平均 26° , 矿区西部矿脉厚平均0.4m, 东部平均为0.6m。矿石稳固, $f=10 \sim 12$, 顶板、底板围岩为红色板岩, 不稳固, $f=4 \sim 6$ 。矿石与围岩接触面明显, 容易分离, 地面有河流和建筑物, 不允许陷落。

选用壁式削壁充填法开采, 采场沿走向长50~60m, 阶段高度25m, 采场斜长50~57m, 一般不留底柱和顶柱, 见图2-8-53。

阶段运输平巷布置在脉外, 每隔5~6m, 由运输平巷掘漏斗到矿体, 沿矿脉走向掘切割平巷, 在采场一端的边界掘上山。

回采自上山开始, 沿走向成长壁工作面推进。矿石和围岩分别爆破, 采场内用电耙运输。采空区顶板用废石间断充填和预制混凝土垛护顶。

主要技术经济指标:

- (1) 采场日生产能力: 16~32t;
- (2) 采矿工班效率: 4.2t;
- (3) 矿石贫化率: 35~83%;

(4) 矿石损失率: 2~5%。

8.7.5.2 芬兰Vamon矿

矿床位于蛇纹岩——石英岩的构造里, 其周围是黑色页岩。铜矿体长3.5km, 宽100~200m, 倾角平缓, 局部达30°; 平均厚度4~5m, 呈透镜体, 金属的平均品位为铜2.4%, 锌和钴0.15%。倾斜壁式(进路)充填法占总矿量的40%, 其回采示意图, 见图2-8-59。

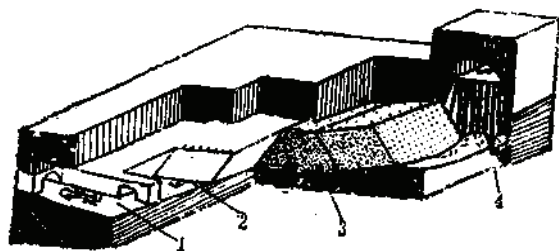


图 2-8-59 倾斜壁式充填法示意图

1—主要运输平巷; 2—倾斜壁式充填法的工作面; 3—充填区; 4—深孔崩矿的空场法

矿块沿走向长100~150m, 斜长80~100m。采场(进路)断面成平行四边形, 倾向已充进路, 这是为脱水干结后充填料稳定的边坡角为60°而设计的, 进路宽8~10m, 进路长等于矿块斜长, 采矿由进路的两端同时向中央推进, 见图2-8-57。

凿岩: 用三臂液压台车打采矿炮孔, 钎杆长4.3m, 钎头 $\phi 51\text{mm}$ 。

爆破: 一般采用铵油炸药爆破, 采场炮孔的装药是机械化的。硝酸铵与柴油是在现场的特制炸药罐车上混合的。

出矿: 用斗式装岩机和铲运机铲装矿石, 然后用16吨汽车运至三个不同品级矿石的溜矿井, 采场内铲运机的运输距离为10~50m。

充填: 充填材料主要是分级尾砂, 输送浓度60%, 有时要掺一些砂子, 这些砂子来自附近的一个采砂场。进路充填之前, 在其两端构筑钢筋加固的挡墙, 并喷射一层混凝土, 挡墙厚100~300mm, 还要安装排水所需要的各种装置, 如图2-8-58。充填料的沉降率一般为10%, 由于矿体是缓倾斜的, 沉降出现的顶板空间, 可在下次充填时逐渐消除, 故接顶较好。充填料在采场的堆积速度为80~120mm/h。

倾斜壁式(进路)充填法的主要技术经济指标:

- (1) 采场月生产能力为2000~6000t;
- (2) 回采率为98%;
- (3) 贫化率为3%。

8.8 分段充填法

分段充填法在联邦德国、爱尔兰应用较多, 在美国、奥地利、芬兰、加拿大, 苏联等国也有使用。

8.8.1 适用条件

除充填法适用条件外, 该法主要用于:

- (1) 矿岩中等稳固, 但不能适用阶段充填法, 用上向充填法则出矿能力嫌低的某些富小矿床;

(2) 倾角大于 45° 的中厚矿体, 缓倾斜厚矿体。

8.8.2 主要方案及特点

8.8.2.1 分段充填法的特点

分段充填法的实质是联合法, 其主要特点是:

(1) 将采场划分为若干分段, 各项作业在分段巷道中进行, 作业安全, 采准工作量较上向充填法高;

(2) 采用凿岩台车钻凿中深孔, 铲运机端部装矿, 随即用无轨设备运料端部充填, 机械化程度高, 劳动生产率高;

(3) 可以同时几个分段进行不同的作业, 有利于提高产量;

(4) 矿石是在空场状态下铲出的, 贫化、损失率比无底柱分段崩落法低, 比分层充填法高, 采场通风比无底柱分段崩落法好;

(5) 回采一崩矿步距, 随即充填, 故上、下盘暴露面积小, 对充填体的强度要求不高, 多采用低标号岩石混凝土充填。水泥消耗少, 成本较低。

(6) 有挤压爆破的特点, 有利于矿石的破碎和充填体的稳定;

(7) 有利于不留矿柱, 连续回采;

(8) 用机械运送充填料, 故生产规模受限, 一般用于中小型矿山。

8.8.2.2 分段充填法的主要方案

1. 沿走向布置的分段充填法

沿走向布置的分段充填法是目前应用较多的方案。主要有以下几种形式:

1) 典型的分段充填法方案

回采从最低分段的两端开始, 后退式推进。一般在下分段巷道进行穿爆和出矿, 在上分段巷道进行充填, 凿岩用液压台车, 出矿用铲运机, 充填用铲运机或坑内汽车运岩石混凝土充填, 不留爆破补偿空间, 空区全部充填满, 下次爆破的前数排炮孔需布置成有利于形成辅助补偿空间的形式。爱尔兰 Avoca 铜矿把全长 400m 的矿体, 划分为一个分段充填法采场, 如图 2-8-60。

该法除具有分段充填法的一般特点外, 因它是一种连续回采方案, 贫化损失小, 特别由于爆破的挤压作用, 充填料对矿石的贫化比预料的少, 一般在 5% 以下。但矿体回采工作面少, 每次爆破的矿量不多, 故运用于中、小型规模矿床的开采。与 Avoca 铜矿 Pond 的矿体开采方法相同的矿山有联邦德国 Wolfach 重晶石矿和 Grund 铅锌矿等。

2) 用抛掷充填车充填的分段充填法方案

采、出、充工艺都在同一分段平巷进行, 矿体端壁前倾角与充填体倾角不一样, 可形成自然爆破补偿空间。一般上下两条分段平巷一前一后, 同步后退回采。因抛掷充填车充填的岩石混凝土质量好, 故上分段充填体虽被下分段揭露, 但并不塌落, 如图 2-8-61。

该法也是一种连续回采方案, 除具有分段充填法的共同特点外, 因用抛掷充填车上向充填, 分段高度较小, 采、充、运又都在同一分段巷道内, 效率相对较低, 多用于岩矿较破碎的矿床或矿柱回采。联邦德国 Meggen 矿的靠近断层急倾斜矿体用该方法回采, 凡口铅锌矿已引进了抛掷充填车顶柱回采正在着手试验这种方案。

3) 分段凿岩、爆破、集中出矿充填的分段充填法方案

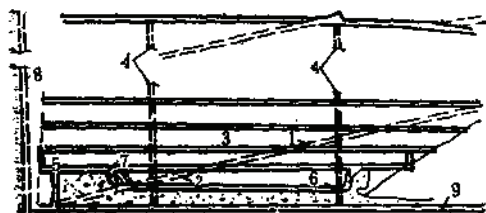


图 2-8-60 Avoca矿分段充填法

1—采准斜坡道；2—采场联络道；3—分段平巷；4—充填料溜井；5—切割天井；6—铲运机出矿；7—铲运机运料充填；8—主要通风天井；9—主要运输平巷

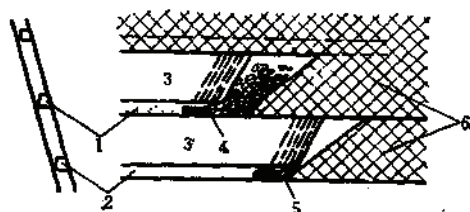


图 2-8-61 Meggen矿的分段充填法

1—上分段巷道；2—下分段巷道；3—矿体；4—铲运机；5—抛掷充填车；6—充填体

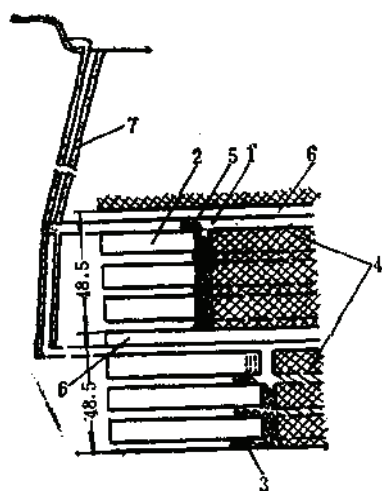


图 2-8-62 Dreislarn矿的分段充填法

1—分段平巷；2—矿体；3—铲运机出矿；4—充填料；5—铲运机运料充填；6—临时矿柱；7—充填井

将一个阶段（高度48.5m）分成两个分段（倾角 70° 以上）或三个（倾角 45° 以上）分段，凿岩、爆破和出矿工艺分别在各分段进行，每次爆破推进5~6m，当空区体积接近 1000m^3 时，就开始充填。充填料为岩石混凝土，由 1.5m^3 铲运机卸入空区，只要最低的分段充填满，就可以进行下次爆破的凿岩，头两排炮孔需倾向充填体，以形成辅助切割槽。联邦德国Dreislarn矿，采用该方案回采，如图2-8-62。

该法可以在几个分段同时进行凿岩、爆破、出矿和集中充填，效率相对较高。若脉外平巷不需保护，也可布置成连续回采方案。

2. 垂直走向布置的分段充填法方法

垂直走向布置时，划分矿房、间柱回采。目前主要有以下两种形式：

1) Erzberg铁矿的方案

因矿体较厚，垂直走向布置矿房、间柱。矿房回采相当于一个沿走向布置的分段充填法采场，与典型的分段充填法方案相类似，奥地利Erzberg铁矿用该法回采露天边坡下矿体，如图2-8-63。

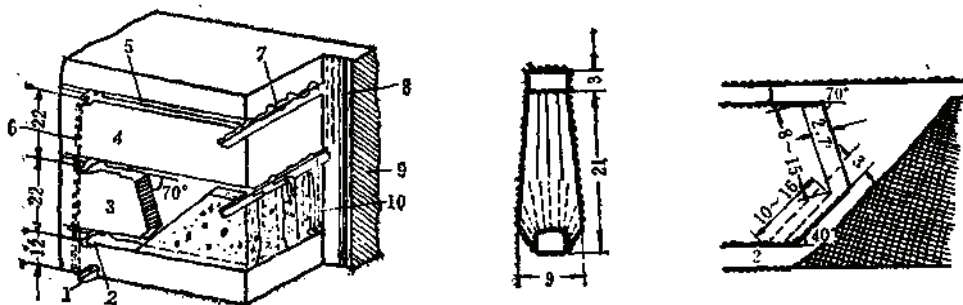


图 2-8-63 Erzberg矿分段充填法

1—运输平巷；2—分段平巷；3—一段；4—二段；5—一段横巷；6—溜矿井；7—充填平巷；8—充填井；9—下盘；10—切割天井

该法采用上、下向联合炮孔，分段高度大，产量相对较高。充填与出矿方向相反，充填体安息角与分段矿体端壁倾角都为 40° ，上部三棱柱空间可形成自然爆破补偿空间，爆破效果较好。但矿石被甩在倾角较小的充填体斜面上，可能会损失一些矿石。

2) 分段空场式的分段充填法

将矿体划分矿房、间柱回采。矿房用分段充填法，间柱用分段充填法或阶段空场事后充填法回采。分段高15m，矿房宽12.5m，分段充填法的凿岩是在上分段凿下向孔，出矿是在下分段空场内，用铲运机进行的。两者可同时工作，互不干扰。整个分段出矿完后，一次进行尾砂胶结充填，塔拉矿业有限公司Navan矿用该方案回采，如图2-8-64。

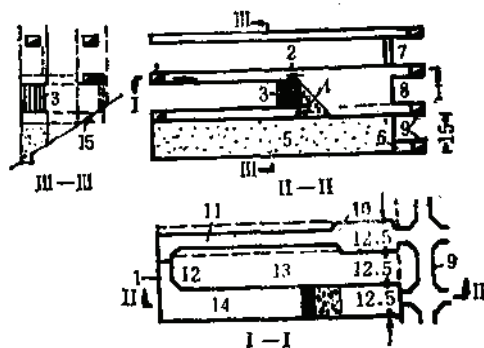


图 2-8-64 Navan 铅锌矿分段充填法

1—进路与回风平巷，2—锚杆金属网护顶，3—炮孔，4—爆堆，5—充填区，6—挡墙，7—切割天井，8—平巷保安矿柱，9—运输平巷，10—切顶，11—超前平巷，12—风门，13—间柱，14—切顶区，15—底盘平巷

该法采、出、充三大工序互不干扰，机械化程度高，矿块生产能力大，劳动生产率，但它的适用条件是矿石比较稳固，矿房回采很成功。间柱用分段充填法回采时，因两侧充填体夹持力不够，切顶巷道的稳定性差，后用阶段空场事后充填法回采，较为安全，效果较佳。

8.8.3 采场构成要素

矿体厚度小于12~15m，采场沿走向布置，大于12~15m时，垂直走向布置。分段高度一般为7~15m，个别矿山超过20m。目前国外分段充填法采场的主要规格见表2-8-17。

8.8.4 生产工艺

8.8.4.1 采准工作

分段充填法的采准工作与无底柱分段崩落法的采准工作基本一致，主要包括采区斜坡道及联络道、分段巷道、采区溜矿井、回风充填天井、切割槽(天井)等。由于分段巷道都掘在矿体中，故采用脉外斜坡道采准。垂直走向布置采场的采准参见图2-8-63，沿走向布置的采准参见图2-8-60。

8.8.4.2 回采工作

凿岩多使用双机台车，中深孔爆破。因分段尺寸及充填方式不同，有的矿山采用上向眼或下向眼，也有的采用上、下结合布置的炮眼。炮孔直径一般为56~65mm，孔深7~16m。出矿设备一般使用铲运机，当运距大于150~200m时，使用蟹爪式装载机装入电动梭式矿车或井下卡车，个别矿山也使用气动装载机出矿。采矿工班效率20~32.5t，采矿损失一般为3~5%，贫化率10%左右，个别达20%（因脉薄）。

8.8.4.3 充填工作

分段充填法采用的充填料通常为：低标号岩石混凝土和尾砂胶结料等，当采用岩石混凝土充填时，在分段巷道需架设充填挡板。用铲运机坑内汽车或梭式矿车将充填料在上分

国外分段充填法采场规格及矿体赋存特点表

表 2-8-17

项 目	奥地利 Erzberg 铁 矿	爱尔兰 Avoca 铜 矿	联邦德国 Grund 铅锌矿	苏 联 Золотский 矿	爱尔兰 Navan 铅锌矿	联邦德国 Dreislar 重晶石矿
矿体长度 (m)		400	数百米		主矿体长 720	总 长 500
矿体厚度 (m)	平均100	平均 9	数十厘米至30	中 厚	最厚达 75	4 ~ 5
矿体倾角	急倾斜	55°		急倾斜	15°~26°	45° 70°~90°
阶段高度 (m)			50	50	150	48.5
采场布置方向	垂直走向	沿走向	沿走向	沿走向	垂直走向	沿走向
采场长 (m)	约100	400	100~200	180~200	30~100	150~200
采场宽 (m)	9	全 厚	3~全厚	全 厚	12.5	全 厚
分段高度 (m)	24	15	7	12.5	15	
分段巷道规格	4 × 3		4 × 2.3~3			
崩矿步距 (m)	2.7		充填步距 3		1.5	充填步距 5~8

段倒入采空区充填,如图2-8-65。挡板可以用木挡板或用坑木和钢丝网架设一道简易的挡墙即可,以防止充填料进入分段巷道。

也有的矿山用充填抛掷车将低标号岩石混凝土甩入采空区进行充填,如图2-8-66。充填料的最大抛掷高度为8m,最远距离达14m,抛掷车的性能及规格详见第十三章。

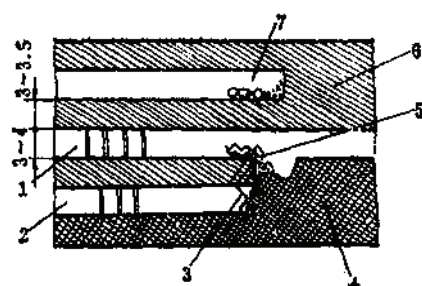


图 2-8-65 充填料卸入采空区状态图

1—上分段巷道；2—下分段巷道；3—充填料挡板；
4—充填料；5—铲运机卸料；6—矿体；
7—分段巷道掘进

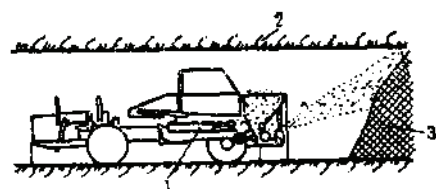


图 2-8-66 用抛掷充填车充填岩石混凝土状态图

1—抛掷充填车；2—矿体；3—岩石混凝土体

岩石混凝土的水泥用量较低,一般每立方米用30~83kg,水灰比为1:1.5,充填体强度为2~3MPa不等。

8.8.5 实例

8.8.5.1 联邦德国Grund铅锌矿

矿脉沿走向长6公里, 该法开采的几条矿脉倾角为 $70^{\circ} \sim 90^{\circ}$, 厚度从数十厘米至30多米。上下盘围岩为炭质页岩或砂岩, 不太稳固, 不能靠自己的支撑能力维护采空区。矿石为含银方铅矿, 闪锌矿和黄铁矿。铅和锌平均品位为4~6%, 银的含量为100~200g/t, 矿体和脉石均不稳固。该矿的规模为每日1300~1500t。1964年采用分段充填法开采, 见图2-8-67。

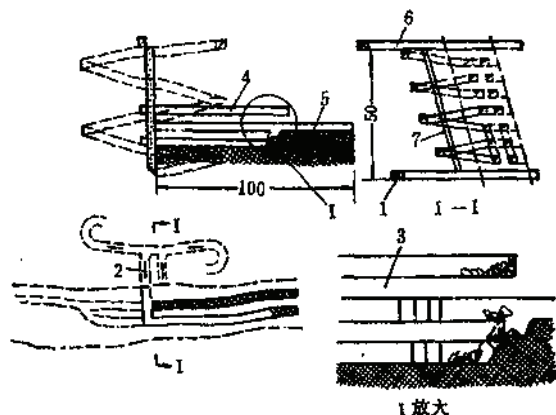


图 2-8-67 Grund铅锌矿分段充填法

1—脉外运输巷道; 2—采场联络道; 3—矿体; 4—分段巷道; 5—充填体; 6—穿脉; 7—通风充填井

矿块布置及采准: 采区沿走向布置, 阶段高度50m, 采用气动装运机出矿时, 采区长50~100m, 采用铲运机出矿时, 采区长100~200m。采区宽因矿脉厚度不同和矿脉间夹石大小而异, 分段高6~7m, 由下而上连续回采, 无顶、底柱。

采准于矿体下盘布置脉外运输平巷, 每隔50m掘一穿脉, 穿脉为两采场的边界线。当采用单壁布置采场时, 两采场共一条采区斜坡道, 每个分段掘采场联络道, 在穿脉掘一条天井, 并与每个分段沟通, 天井分成两格, 一格安装下充填料的钢管, 另一格用于通风和运送材料。又从采场边界的穿脉向上掘溜矿井、人行天井, 并与分段巷道沟通。

回采出矿, 当上、下两条分段巷道掘至充填井后, 即可以后退方式采矿。在下分段向上打 $60^{\circ} \sim 70^{\circ}$ 的炮孔进行崩矿, 最初用 0.7m^3 的气动装运机出矿, 1970~1972年改为铲运机出矿, 同时工作采场有8个。

充填工作, 每回采推进3米左右, 便在下分段出矿巷道内架设挡充填料的木隔墙, 然后进行充填。采空区用低标号混凝土充填。骨料为地表开采的风化页岩, 最大块度不大于30毫米。由竖井内的下料管道, 运送到井底车场附近的料仓, 再用 2m^3 侧卸矿车运至采场充填井。充填时, 用自卸汽车将充填井内的骨料添加水泥浆, 卸入采空区。每立方米充填料水泥用量为60~83kg, 水灰比为1:1.5, 其强度可达到2~3MPa。

采矿损失率较低, 贫化率为20%左右(矿脉薄)。

8.8.5.2 日本新潟铅锌矿

新潟矿床群, 南北长1500m, 东西宽1000m, 有大小50余条矿脉, 由于受石灰岩形态控制, 变化较大, 走向北东至北北西, 向南东倾斜 50° 左右。最大的四号矿体, 长250m, 厚60m, 延深500余米。矿石平均含银23g/t, 铅0.34%, 锌4%。规模110万~120万t/a。

该矿采用分段充填法和上向水平干式充填法开采小矿体群。用分段充填法的回采示意图如图2-8-68。从主斜坡道向矿体开掘分段巷道, 根据矿体的形状, 分段巷道间距(即高)为8~13m, $4.3 \times 3.0\text{m}$

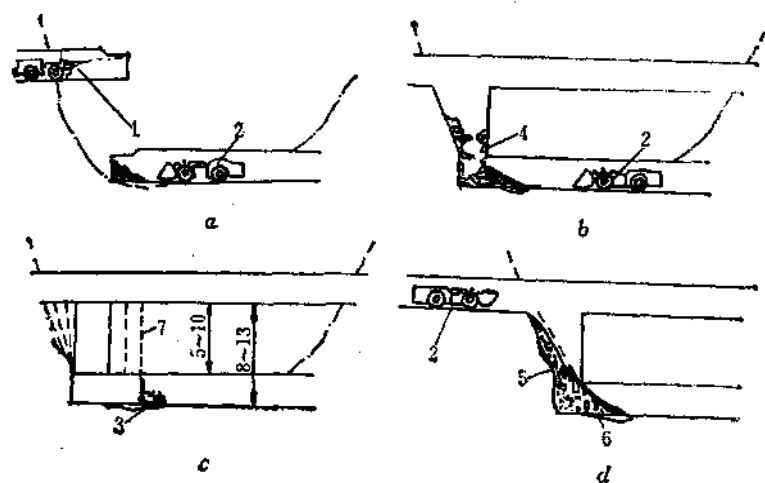


图 2-8-68 柄洞矿分段充填法示意图

a—掘进分段巷道；b—爆破出矿；c—用深孔法打切割天井；d—充填
1—凿岩台车；2—铲运机；3—深孔台车；4—矿石；5—充填料；6—深孔

分段巷道的工程掘进效率为 $1.1 \sim 1.3 \text{ m}$ 。切割天井用深孔爆破法形成，切割工班效率为 $18 \sim 20 \text{ m}^3$ 。

凿岩用履带式凿岩台车，打 $\phi 60 \text{ mm}$ 的中深孔，先将切割天井扩至矿体全宽，每一回采循环爆破 $1 \sim 3$ 排炮孔。为减少爆破对围岩的影响，采用光面爆破。

出矿采用ST-5B型铲运机，矿石全部出完后，从上分段水平用铲运机运料充填，充填料主要为掘进废石。

为防止废石混入下一爆破循环矿石中，把出矿水平安息角以外的废石运走。

由于分段巷道进行了支护，几乎不会出现落盘和掉松石的现象。

矿石回收率比无底柱分段崩落法高，而贫化率低。

采场日生产能力为 $1000 \sim 1500 \text{ t}$ 。

该矿以主斜坡道为中心确定规模的大小（卡车运矿），持续月出矿能力为 8 万 t 。

该矿分段充填法与分层充填法的效率比较如表2-18-18。

分段充填法与上向分层充填法工班效率比较表

表 2-18-18

项 目	分段充填法 (B法)	上向分层充填法 (A法)	变形上向分层充填法 (C法)
分段巷道掘进 (m)	1.15~1.3	1.1~1.2	0.8~1.0
深孔天井 (m)	0.55~0.65		
凿 岩 (m^3)	27~30m/工班	50~60	35~45
(t)	260~290	160~170	110~140
爆 破 (m^3)		60~70	50~60
(t)	280~300	190~220	160~190
出 矿 (t)	300~400	300~600	120~130
充 填 (m^3)	150~200	150~300	60~65
(t)	300~400	300~600	120~130
综合效率 (t)	300~400	55~75	30~35

8.8.5.3 爱尔兰Navan铅锌矿

该矿1977年6月投产,年产矿石230万t,是欧洲最大的铅锌矿山。矿床赋存在碳质页岩中,被三个断层分成三部分,中部为主矿体,走向长720m,宽600m,埋藏深度90~300m,倾角 $15^{\circ}\sim 26^{\circ}$,个别地段 45° ,矿体上部平缓,最厚处达75m。矿体下部分支为5个倾斜的扁豆状矿体。

矿岩很稳固。顶盘是砾岩和黑色灰岩,也相当稳固,底盘是不甚稳固的泥质灰岩和红砂岩。

矿床探明黑水河以北储量6090万t,平均含锌11.09%,含铅2.73%。

由于矿岩相当稳固,12.5m宽、15m高的采空场可以保持一个相当长的时间而不冒落,同时考虑到矿石品位很高,决定用分段充填法开采,如图2-8-64。

矿块布置和采准。矿房宽12.5m,长度从50m到100m,高度变化很大,为15~80m,分段高度15m,所有分段运输平巷都布置在20m宽的半永久性矿柱内。在每分段的上部形成3.7m高的超前切顶层。顶板用 $\phi 16\text{mm}$ 的锚杆和金属网支护,锚杆间距 $1.5\times 1.5\text{m}$,切顶并支护以后,在靠近运输平巷的一端,用大孔爆破法开4m宽的切割槽。

回采和出矿:在切顶层用凿岩台车从上往下钻 $\phi 57\text{mm}$ 的炮孔,在孔内装填胶质炸药,以切割槽为自由面进行爆破。为了限制爆破产生的地震效应,规定一次只能同时起爆3~4排孔(排距1.5m),崩矿2700~3600t。今后拟使用铵油炸药,并增加延发雷管的段数,以便一次爆破百个炮孔。爆下的矿石在分段底部用斗容 6.1m^3 的ST-8型铲运机运往溜矿井。若运距超过150m,则用 2.3m^3 的BROYT柴油液压铲将矿石装入载重26t的卡车,经运输平巷运往溜矿井,溜矿井断面为 $2.5\times 2.5\text{m}$ 。

充填工作。一个分段采完后,用含水泥量为5%的尾砂水泥浆充填,一直充填到保持3米高的空顶距离,为以后回采上面一个分段留下必要的作业空间。随后再回采一个分段,如此循环不已,直到整个矿房采完为止。

两个邻近的矿房采完后,用同样的方法回采间柱,不同之处是从采场端部向运输平巷后退式回采,充填料不加水泥。但这种方法遇到了一些困难——顶部平巷的顶板局部不稳定,所以决定在厚矿体部分改为阶段空场事后充填法,通过下盘出矿横巷出矿。

制备好的充填料通过地表管道和钻孔下到各个分段水平,再沿管道流至采矿场。钻孔和管子的直径大部分是150mm,有的是200或300mm,据统计胶结充填所用水泥的费用约占采矿成本的10%。

该矿机械化程度高,采矿全员工班劳动生产率为32.5t,全员工班效率为104。

8.9 阶段充填法

阶段充填法是指用空场法回采矿房或间柱,及时用充填料一次充填采空区,目的是支撑上下盘围岩或周围的充填体,为间柱或周围采场的回采创造条件的采矿方法。主要包括:分段空场事后充填法,阶段空场事后充填(常称大直径深孔采矿法),VCR事后充填法,留矿采矿事后充填法和房柱采矿事后充填法等,见表2-8-19。

8.9.1 适用条件

- (1) 矿岩中等以上稳固,能用空场法回采的厚大矿体;
- (2) 矿石价值高要求矿柱回收高或需保护地表的矿床;
- (3) 矿房充填体自立性较好的间柱回采;
- (4) 多用于急倾斜中厚到极厚矿体和缓倾斜中厚以上矿体。

阶段充填法应用简况表

表 2-8-19

分 类	矿 山 名 称	矿山生产能力	矿 石 赋 存 条 件			稳 固 性		阶段充 填法占 比重	主 要 回 采 工 艺			应用对象
			走向长(m)	厚度 (m)	倾角(°)	矿石	围岩		孔 径 (mm)	钻凿设备	出矿设备	
分 段 空 场 事 后 充 填 法	(澳) 芒特艾萨矿 Mount Isa	铜矿石540万t/a 铅锌银330t/a	110号, 800~2400 其他, 150~200	300	65° 55°	稳固	稳固	100%	φ115 φ140 φ165	ROC306、CMM -1和M177潜孔钻 机 6 台	ST-8、LV501-3 型铲运机、ST-5、 ST-5a型铲运机	矿房和间柱
	(加) Kidd creek矿	I号矿月产 27.3万t II号矿月产 9.1万t	600	180	70°~80°	稳固	稳固	100%	φ200	11D和11MD牙 轮钻	铲 运 机	矿房和间柱
	赞比亚 Mufulira 矿	月产50万t	2400~5800	3~20	45°			85%	φ115 φ165 φ200	ROC306和CMM -1型潜孔钻, 11D 型牙轮钻机	铲运机和遥控 铲运机	矿房和间柱
	美国切诺基铜矿	100万t/a	30	70°						11MD型牙轮钻机		
	中国大姚铜矿	3000t/d	400~1200	平均12	平均15°	硫化矿 稳固	硫化矿 稳固		φ80~85	YG-80 YZ-90 型凿岩机	55kW电耙	矿 房
	中国阜宁铜矿 郝家河坑	750t/d	2250	平均宽285m 平均厚4.74m	10°~20°	硫化矿 稳固	硫化矿 稳固	33.3%		YZ-90型凿岩机	55kW电耙	矿房、间柱
阶 段 空 场 事 后 充 填 法	(加) Copper Cliff 矿	8900t/d						80%	φ165	潜 孔 钻	铲 运 机	矿房、间柱
	(加) Heath Steele 矿山公司	120万t/a						50%	φ165	3台潜孔钻机	铲 运 机	矿房、间柱
	(加) Lockerby 镍矿			12~35 平均23m	急倾斜			82%		CMM-1型潜孔钻	JS-500型无线电 遥控铲运机	
	爱尔兰Navan铅锌矿	213万t/a	主矿体720	宽609m 最厚75m	15°~26°	稳固	稳固	100%	φ100	IR-100型 潜孔钻机	ST-8.6m ³ 无线电 遥控铲运机	部分间柱
	中国红透山铜矿	设计 1200t/d	500~650	3~35	50°~80°	稳固	稳固	15%	φ110	BA-100型潜孔 钻机	55kw电耙	矿 房

续表

分类	矿 山 名 称	矿山生产 能 力	矿 体 赋 存 条 件			稳 固 性		阶段充填法占 比 重	主 要 回 采 工 艺			应用对象
			走向长(m)	厚度(m)	倾角(°)	矿 石	围 岩		孔径 (mm)	钻凿设备	出矿设备	
VCR 事 后 充 填 法	加拿大国际镍公司 Levack矿	5000t/d			急 倾 斜	中 稳	中 稳	13.9%	φ165	ROC306型 潜孔钻机	铲 运 机	先用于间柱 后用于矿房
	加拿大国际镍公司 Birchtree矿	3000t/d	4000	3~12	70°	稳 固	稳 固		φ152	潜孔钻机	电动、柴油 铲运机	矿 房
	加拿大哈德森湾采矿 冶金公司百年矿	900t/d	120~180	3~18	急 倾 斜	稳 固	比较稳固		φ165	ROC306型 潜孔钻机	铲 运 机	矿 房
	(加) Strathcona矿	8000t/d	点间柱 107~122	点间柱 6.7	竖 直			12%			铲 运 机	点柱法的 间 柱
	(加) Fox矿	96万t/a	450	4.5~31	70°	基本稳固	基本稳固		φ165			矿房和间柱
	(美)Escalante银矿	150盎司/年	1100	1.5~18.7	70°	良 好	良 好	100%				
	美国 Carr Fork矿	12700t/d	400	25	70°~90°		下盘破碎 上盘好	100%	φ165			
	美国 Home stake 金矿	144万t/a	122 (若干条)	典型的矿 带宽3~30.6	50°~80°	坚硬稳固	坚硬稳固	35~50%		组装的潜孔 钻机	电耙和铲运机	
	澳大利亚 NBHC/ZC 矿山公司	200万t/a	7300	250	90°	中 稳	中 稳		φ165	地下潜孔 钻机	ST-2D铲运机 后改成电动的	用于回采矿 柱和拉切制槽
	西班牙 Rubiales	100万t/a		5	90°	稳 固	稳 固	100%	φ165	ROC306型 潜孔钻机	ST-5B、ST- 8铲运机	矿房、间柱

续表

分 类	矿 山 名 称	矿山生 产能力	矿 体 赋 存 条 件			稳 固 性		阶段充填法 占比重	主要固采工艺			应用对象
			走向长(m)	厚度(m)	倾角(°)	矿 石	围 岩		孔径 (mm)	钻凿设备	出矿设备	
VCR 事 后 充 填 法	西班牙 Almaden 矿			4.5~5					φ165	ROC306型 潜孔钻		1981年开始 VCR成为该 矿主要方法
	(加) 白马铜矿 (Whitehorse)	2600t/d	870	24	70°	不太稳固	不太稳固	100%	φ165	潜 孔 钻		矿房和间柱
	(加) Thompson矿	5500~6000 t/d						>10%			遥控铲运机	矿房、间柱
	(加) Rutan矿	6500t/d	820	36	70°							
	中国凡口铅锌矿	3000t/d	300~800	20~60	45°~70°	稳 固	稳 固	VCR法占25%	φ165	ROC306型 潜孔钻	LF-4.1型 铲运机	矿房和间柱
	中国金川二矿区	3000t/d	1300~1600	98~118	60°~75° 25°~65°	稳 固	顶: 欠稳固 底: 较差		φ165	ROC306型 潜孔钻	LF-4.1型 铲运机	试验矿房
浅孔留 矿事后 充填法	凡口铅锌矿	3000t/d	300~800	20~60	55°~70°	稳 固	稳 固		<φ40	凿 岩 机	电 耙	矿房和间柱
房柱采 矿事后 充填法	锡矿山矿务局 南矿河床矿体		1700	4~6	10°~20°	稳 固	稳 固	100%	<φ40	凿 岩 机	电 耙	矿房间柱

8.9.2 主要方案及特点

8.9.2.1 阶段充填法的优点

(1) 兼有空场法生产能力大和充填法回收率高及保护地表的优点, 克服了分层充填繁杂作业循环的缺点;

(2) 爆下的矿石能对围岩和暴露的充填体有临时支撑作用;

(3) 多使用中深孔或大孔穿爆, 铲运机出矿, 装备水平高, 生产能力大;

(4) 一次充填量大, 有利于使用低标号岩石混凝土充填, 成本低;

(5) 回采与充填工作互不干扰, 制约关系较分层、分段充填法少;

(6) 有一个大量出矿阶段, 较分层、分段充填法有利于保证产量均衡。

8.9.2.2 阶段充填法的缺点

(1) 充填采场砌筑密闭, 漏水隔墙的工作量大, 要求严格;

(2) 矿石的损失、贫化率较分层、分段充填法高, 比空场法低。

8.9.2.3 阶段充填法的主要方案

1. 分段空场事后充填法

分段空场事后充填法与分段空场法的采场结构基本相似, 多采用无轨设备出矿的底部结构, 很少使用电耙出矿的底部结构; 因矿体厚度不同, 分段巷道可布置成单侧或双侧, 如图2-8-69a、b。

该法因有分段巷道, 采准工作量大; 一般使用 $\phi 70\text{mm}$ 中深孔, *Mount Isa*矿对有一面以上充填体的间柱采场, 使用 $\phi 115\text{mm}$ 、 $\phi 140\text{mm}$ 的大孔, *Kidd Creek*矿使用 $\phi 200\text{mm}$ 的大孔, 其炮孔布置方案如图2-8-70。

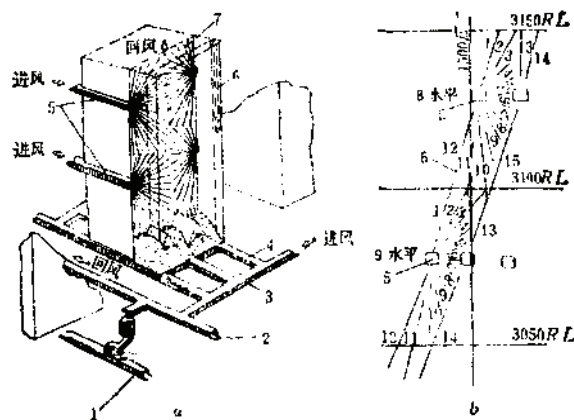


图 2-8-69 *Mount Isa* 矿分段

空场事后充填法图

a—铜矿体分段空场阶段充填法, b—铅锌矿体阶段充填法

1—主要阶段横巷; 2—联络道; 3—出矿巷道; 4—装矿

斗; 5—分段巷道; 6—切割天井; 7—炮孔

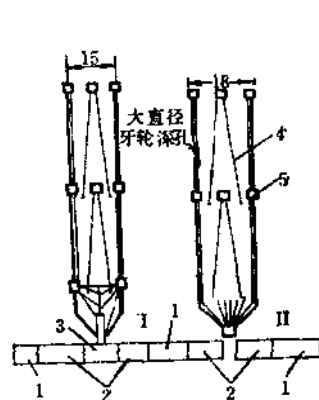


图 2-8-70 *Kidd Creek* 200mm

深孔布置方案图

1—出矿横巷; 2—出矿点; 3—切割槽; 4—炮孔; 5—分段巷道

就炮孔布置而言, 分段空场阶段充填法可以是中深孔穿爆, 也可以用大孔穿爆。

2. 阶段空场事后充填法

阶段空场事后充填法是常称的大直径深孔采矿法的一种。1973年加拿大Copper Cliff矿首次用潜孔钻机在阶段空场法采场中钻凿 $\phi 165\text{mm}$ 大直径深孔,最初只限于钻凿孔深60m左右的垂直深孔,后来成功地钻凿了扇形深孔和环形深孔,孔深达到了90~120m。在采场结构及回采工艺方面与目前国内的阶段空场法基本相似,主要区别是炮孔直径更大,装备水平更高和必须充填等。阶段空场事后充填的典型方案如图2-8-71。

该法与分段空场事后充填法不同之处是省去了分段巷道,而在采场顶部设置大断面凿岩室,采准工程少,炮孔直径与深度一般比分段空场事后充填法大,其穿爆效率相对高些。国内也有传统的阶段空场法回采矿房,事后一次充填采空区,如图2-8-72。

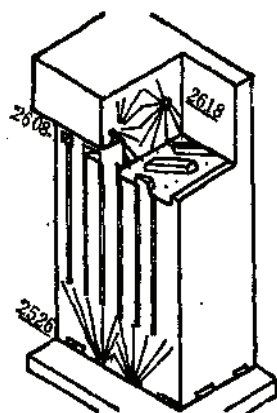


图 2-8-71 Heath Steele 矿山公司
阶段空场事后充填法示意图

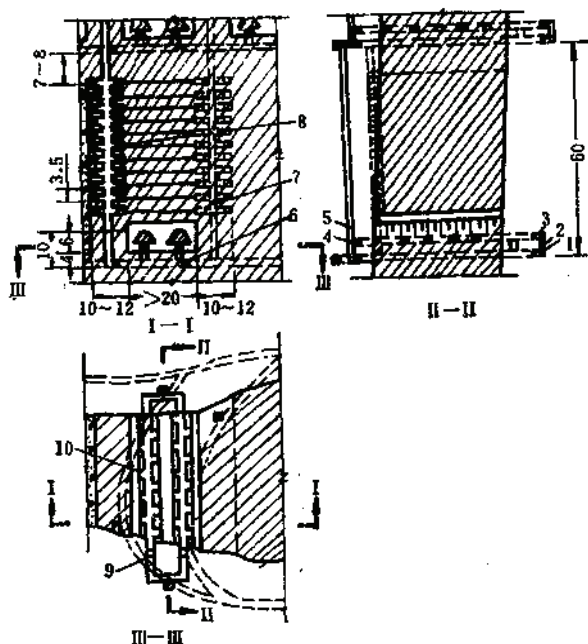


图 2-8-72 红透山铜矿阶段空
场事后充填法图

- 1—运输平巷 (2.4×2.4m); 2—人行风井; 3—电耙联络道;
4—通风联络道; 5—通风天井; 6—耙道 (2.2×2.2m); 7—凿
岩天井 (2×2m); 8—凿岩室; 9—矿石溜井;
10—出矿口 (2.2×2.2×2m)

3. VCR事后充填法

VCR法是球状药包垂直后退式采矿法的简称。它是1975年首先在加拿大国际镍公司列瓦克镍矿的矿柱回采中试验成功的。它的主要特点是:采用井下潜孔钻机钻凿 $\phi 165\text{mm}$ 下向深孔;用球状药包(长径比 $\leq 6:1$)由下而上分层爆破;每层爆破的矿石用铲运机在出矿水平运出三分之一,为下一分层爆破提供补偿空间,顶层爆破以后,进行大量出矿,最后一次充填。近年来,VCR事后充填法的使用范围越来越广泛,除了工艺本身更加完善外,也出现了多种变型方案和与其他采矿方法联合使用的趋势。

VCR事后充填法也是大直径深孔采矿方法之一,与阶段空场事后充填法的采场结构基本相似,它们的主要区别见表2-8-20。VCR法典型方案见图2-8-73。

该法有采场结构简单,采准切割工程量少,作业条件好,崩矿质量高,产量大,成本较低,对相邻矿房充填料的破坏不显著,以及矿石的贫化、损失率并不太高等优点。

VCR事后充填法与阶段空场事后充填法比较

表 2-8-20

项 目	VCR 事 后 充 填 法	阶段空场事后充填法
药包形状	球状药包	柱状药包
炸药类型	特制专用炸药	普通炸药
爆破推进方向	自下而上逐层推进	由采场一端向另一端推进
采场工程	无切割天井	有切割天井或切割槽
爆破块度	块度均匀, 大块率低	大块率较高
采矿成本	较高	低
应用对象	多用于间柱, 也可用于矿房	多用于矿房, 也可用于间柱

4. 留矿采矿事后充填法

留矿采矿事后充填法是我国六、七十年代应用阶段充填法的一种形式。它的回采方案与浅眼留矿法完全相同, 仅大量放矿后, 需对采场进行封闭, 构筑滤水隔墙, 然后一次进行充填。其方案见图2-8-74。

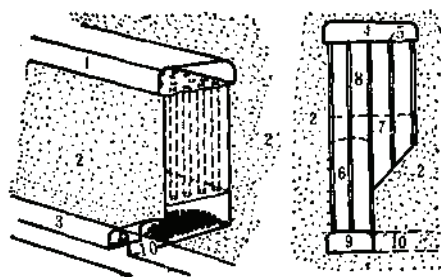


图 2-8-73 VCR法示意图

1、4—围岩巷道；2—矿柱；3—运输巷道；5— $\phi 165$ mm大孔；6—第一分层；7—第二分层；8—第三分层；9—拉底巷道；10—出矿横巷

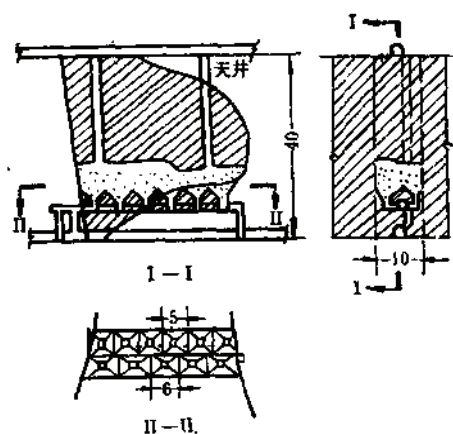


图 2-8-74 凡口铅矿留矿采矿事后充填法图

该法虽与VCR法的由下而上逐层后退回采的方向相同, 因炮孔为浅眼小直径爆破, 需进入采场操作, 不但效率低, 而且安全性差。每层爆破, 部分出矿后, 还需进行繁重的工作, 故应用较少。凡口矿用该法开采倾角大于 55° 、形态规整的矿体, 1985年约占全矿产量的20%。

上述分段空场、阶段空场、留矿采矿阶段充填法和VCR法在采场结构、回采特征和主要技术指标的差别见表2-8-21。

5. 房柱采矿事后充填法

锡矿山矿务局南矿河床下矿体为缓倾斜中厚矿体, 矿块沿走向布置。矿块划分矿房、间柱, 3~5个矿块划分为一个盘区, 长60~90m。矿块内先采矿房, 后采矿柱, 全部矿体回采完毕后, 再回收盘区矿柱。矿房和间柱都用房柱法(实为条带式矿房)回采, 其回采工艺与房柱法完全相同, 事后充填的目的是为了支撑顶板围岩和有利于间柱的回收。详见

四种阶段充填法方案的比较表

表 2-8-21

项 目	分段空场 事后充填法	阶段空场 事后充填法	VCR 事后充填法	留矿采矿 事后充填法
孔 径	中深孔, 个别为大孔	$>\phi 150\text{mm}$ 大孔、个别 $\phi 100$	$>\phi 150\text{mm}$ 大孔	$<\phi 40\text{mm}$
孔 深	$<40\text{m}$	一般 60m 、个别 $80\sim 120\text{m}$	一般 60m	$<3\text{m}$
炮孔排列	扇 形	垂直平行、倾斜平行、个别扇形	垂直平行、倾斜平行、个别扇形	倾斜平行
爆进方向	从一侧(端)推向另一侧	从一侧推向另一侧	由下向上逐层爆破	由下而上逐层回采
主要穿孔设备	重型凿岩机、潜孔凿岩机、牙轮凿岩机	潜孔钻机 牙轮钻机	潜孔钻机	浅孔凿岩机
凿岩硐室位置	分段巷道内	顶部凿岩硐室内	顶部凿岩硐室内	采场内
出矿设备及底部结构	主要为铲运机出矿平底结构, 个别电耙出矿结构	铲运机出矿平底结构	铲运机出矿平底结构	电耙出矿结构
有无切割天井	有	有	无	无
凿岩设备要求风压	$0.6\sim 1.5\text{MPa}$	$1.0\sim 1.7\text{MPa}$ 个别 2.4MPa	$1.0\sim 1.7\text{MPa}$	0.6MPa
劳动生产率	较 高	高	较 高	低
采矿成本	较 低	低	较 低	高
采切工程量	较 大	小	较 小	大
每米崩矿量	$8\sim 35\text{t}$	约 $20\sim 50\text{t}$	$20\sim 35\text{t/m}$	$<6\text{t/m}$
大块率	较 高	较 高	低	低
采场生产能力	高	高	高	低
采矿损失率	较 高	高	较 高	较 低
采矿贫化率	较 高	高	较 低	低
劳动强度	小	小	小	大
人员是否进采场	不 要	不 要	不 要	人员必须进入采场
安全性	好	好	好	差
地震效应	较 大	大	小	最 小
对周围充填料的影响	较 大	大	小	小
应用对象	急倾斜中厚~厚矿体, 缓倾斜中厚~厚矿体	急倾斜厚矿体, 缓倾斜极厚矿体	急倾斜厚矿体, 缓倾斜极厚矿体	急倾斜中厚以下矿体

图2-8-75。

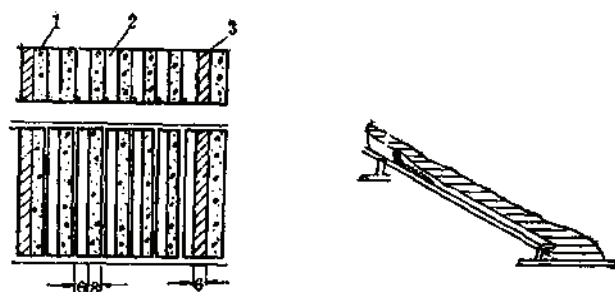


图 2-8-75 铜矿山房柱采矿事后充填法方案图

1—矿工；2—矿柱；3—盘区矿柱

8.9.3 采场构成要素

因矿体的厚度、倾角和采用的穿孔、出矿设备不同,阶段充填法各方案采场的构成要素相差较大。留矿采矿阶段充填法和房柱采矿阶段充填法与留矿法和房柱法无特殊差异,参照第6章2.6.3和2.6.4选取。其他阶段充填法方案一般当矿体厚度小于15m时,沿走向布置采场;当矿体厚度大于15m时,垂直走向布置采场。采场长度,一般为矿体厚度或<50m,当矿体厚度大于50m时,可布置几个采场,采场长一般为20~40m。采场高度相差较大,VCR事后充填法一般为40~50m,分段空场和阶段空场事后充填法一般为80~100m,有的矿山矿体的垂高,就是采场的高度,最高的达240m。国内外矿山采场构成要素实例见表2-8-22。

阶段充填法构成要素实例表

表 2-8-22

序号	矿山名称	回采方案	构 要 素			是否 试验 矿块	布置方式
			高(m)	长(m)	宽(m)		
1	(澳) Mount Isa 1100 铜矿体	分段空场事后 充填法	45~245	49	38~40	—	垂直走向布置
	铅锌矿体	同上	100	矿体厚	35	—	沿走向布置
2	加拿大 Kidd Creek I号矿	同上	90	30	18~24	—	垂直走向布置
	II号矿	同上	60		15	—	同上
3	赞比亚 Mofulira矿	同上	75	41	矿体厚	—	沿走向布置
4	中国大姚铜矿(缓倾斜矿体)	同上	20	斜长50~60	12~24	—	垂直走向布置
5	中国大姚铜矿(缓倾斜矿体)	同上	10~15	斜长50~60	12	—	同上
6	加拿大 Copper Cliff N矿	阶段空场事后 充填法	91	22.8	18	√	沿走向布置
7	加拿大 Heath Steele 矿山公司	同上	85	43	矿体厚	—	同上
8	加拿大 Lockerby 镍矿	同上	53	矿体厚12~37	11	—	垂直走向布置
9	爱尔兰 Navan 铅锌矿	同上	矿体厚	50~100	12.5	—	同上

续表

序号	矿 山 名 称	回采方案	构 成 要 素			是否 试验 矿块	布置方式
			高(m)	长(m)	宽(m)		
10	中国红透山铜矿	同上	20	矿体厚	21	—	同上
11	加拿大 Levack(矿柱)	VCR法	20~26	49	6	√	同上
12	加拿大 Birchtree 矿	VCR法	34	38	6~18	√	同上
13	加拿大百年矿	VCR法	50	35	6~18	√	沿走向布置
14	加拿大 Strathcona矿(间柱)	VCR法	57.9(81)	矿体厚	6.7	√	垂直走向布置
15	加拿大 Fox矿(矿房)	VCR法	60.6	30	5~30	—	沿走向布置
	加拿大 Fox矿(间柱)	VCR法	60.6	13.5	5~30	—	
16	加拿大 Copper Cliff S	VCR法	46	12	9	√	沿走向布置
17	美国 Homestake矿	VCR法	46	61	3~31	—	沿走向布置
18	澳大利亚 NBHC/ZC矿山公司						
	(矿柱)	VCR法	45	40	6.1	√	垂直走向布置
	(B采场)	VCR法 拉切割槽	150	35~50	19	√	
19	西班牙 Rubiales矿	VCR法	70	20~25	15~20	—	垂直走向布置
20	中国凡口铅锌矿(矿房)	VCR法	40	32	8	√	同上
	(间柱)	VCR法	40	38	8.6	√	同上
21	中国金川二矿	VCR法	50	矿体厚	6	√	同上
22	中国凡口铅锌矿	留矿采矿事后 充填法	40	50	矿体厚	—	沿走向布置
			40	矿体厚	8~10	—	垂直走向布置
23	中国锡矿山矿务局南矿河床矿柱	房柱采矿事后 充填法	18	斜长50~60	矿房8~10 间柱10~12	— —	沿走向布置

8.9.4 采 准 切 割

留矿采矿和房柱采矿的事后充填法的采准切割工程与留矿法和房柱法基本相同,不再重述。

分段空场和阶段空场事后充填法和VCR事后充填法的采准切割工作主要包括出矿系统、凿岩硐室(或分段巷道)、拉底巷道和切割天井(VCR法没有)。

出矿一般使用铲运机,其底部结构基本相似,主要包括:采区斜坡道、联络道、出矿巷道、装矿进路、拉底平巷等。因采场大小不同,布置成单侧或双侧装矿形式,见图2-8-69。也有使用电耙出矿的底部结构,其工程参照空场法中有关章节。

凿岩硐室的位置因采矿方案、凿岩设备、炮孔大小及布置形式不同而不同。分段空场事后充填法的凿岩是在一段巷道内。阶段空场事后充填法和VCR事后充填法的凿岩硐室一般布置在采场的顶部,因采场的尺寸和矿石稳固程度可布置成单巷、双巷、多巷或上下交

错布置等多种形式,如图2-8-76。

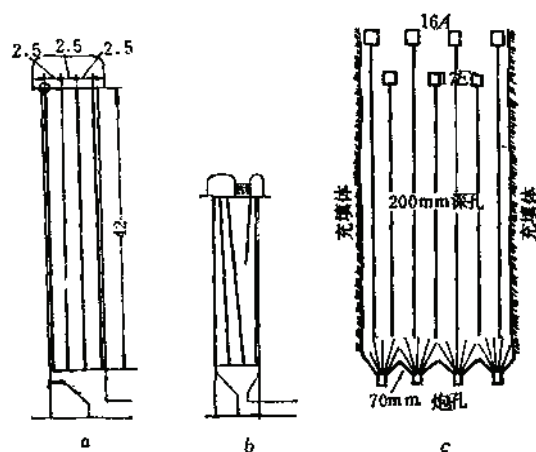


图 2-8-76 凿岩硐室布置形式图

a—单巷; b—双巷; c—上下交错布置

分段巷道和凿岩硐室的规格一般视凿岩设备的型号不同而异。若用潜孔钻机凿岩,一般炮孔距硐室边不得小于0.7m。凿岩硐室一般用锚杆金属网或喷浆加固,详见采场支护章。

拉底巷道完成后,一般用上向扇形中深孔拉底,拉底空间不小于一次崩矿量的35%。

8.9.5 回采工作

留矿采矿和房柱采矿事后充填法的回采工作见本篇第6章,下面仅论述分段空场和阶段空场的事后充填法和VCR事后充填法。

8.9.5.1 凿岩

(1) 凿岩工作是在分段巷道或凿岩硐室钻凿垂直、倾斜或扇形(环形)炮孔。目前多用瑞典ROC306型、promec M177型和美国CMM型潜孔钻机,钻 $\phi 105 \sim 216\text{mm}$ 、深100~183m的大孔,考虑钻孔偏斜率和凿岩效率,一般用来钻 $\phi 115 \sim 165\text{mm}$ 、 $< 70\text{m}$ 深的炮孔。潜孔钻多采用1.6~1.8Mpa的高压风,钻机偏斜率控制在1%以内。使用牙轮钻的矿山,一般采用美国的11D、11MD和12MD型牙轮钻,钻 $\phi 200\text{mm}$ 、深120m的炮孔。

(2) VCR事后充填法一般采用垂直平行大孔,有时也采用倾斜平行、扇形孔。典型的倾斜平行、扇形炮孔布置方式见图2-8-77。

(3) VCR事后充填法的垂直、倾斜、扇形孔优缺点比较见表2-8-23。

(4) 大直径深孔与中深孔凿岩成本比较见表2-8-24、25。

(5) 大直径深孔比中深孔具有如下优点:

- 凿岩深度大,能量消耗小;
- 炮孔质量好,不易受岩层移动而报废;
- 凿岩成本低;
- 采准工程量少;
- 装药效率高,爆破质量好。

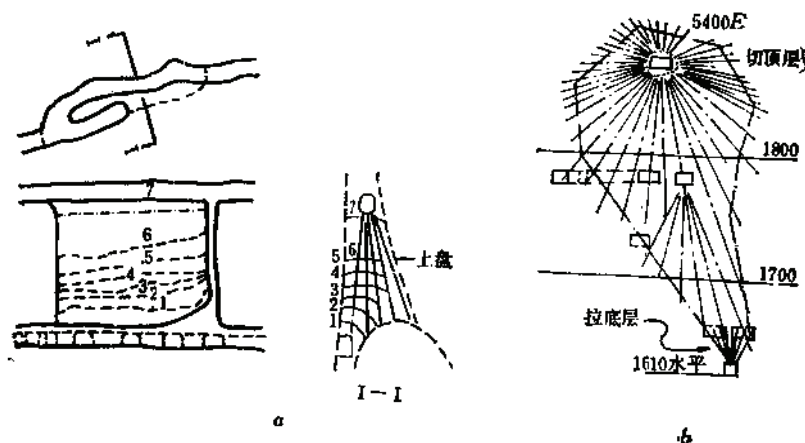


图 2-8-77 VCR法的倾斜和扇形孔图

a—百年矿的倾斜孔图；b—百年矿的扇形孔图

V.C.R法垂直、倾斜、扇形孔优缺点比较表

表 2-8-23

项 目	特 征	主 要 优 缺 点	适 用 条 件	实 例
1. 垂直孔	下向直孔	全为下向直孔，钻孔偏斜率易控制，炮孔抵抗线相等，爆破块度均匀。但凿岩硐室工程量较大，有效钻孔利用率低	倾向较陡的厚大矿体	Levack矿 凡口矿 Thompson矿
2. 倾斜孔	下向倾斜孔	全为倾斜孔，炮孔抵抗线相等，爆破块度均匀，凿岩硐室工程量较大，钻孔偏斜较难掌握	倾斜中厚矿体	百年矿
3. 扇形孔	倾斜或环形孔	凿岩硐室工程量少，易适合矿体形态布孔，但钻孔角度难控制，抵抗线不等，块度不均，钻孔利用率低	矿体形态变化稍大的矿床	Birchtree矿 Wrighthorse铜矿

Kidd Creek矿大直径深孔与中深孔爆破成本比较表

表 2-8-24

项 目	$\phi 54\text{mm}$	$\phi 200\text{mm}$	(2)/(1) %
	(1)	(2)	
每吨矿石凿岩成本(加元)	0.47	0.29	53.7
每吨矿石爆破成本(加元)	0.27	0.09	33.3
合 计 加元/吨	0.74	0.38	51.4

8.9.5.2 爆破

1. 炸药选择

VCR法采场一般采用密度为 $1.3\sim 1.5\text{g}/\text{cm}^3$ ，爆速为 $4000\sim 5000\text{m}/\text{s}$ 的高威力、低感度有足够稠度的特制炸药，在高硫矿床中不使用铝敏化炸药。以药包长度：直径为6:1的球状药包进行爆破。

分段空场和阶段空场阶段充填法一般采用成本低廉的铵油炸药，以柱状药包形式进行爆破，药包长度一般为 $12\sim 17\text{m}$ ，每段炸药量不超过 300kg 。

大直径深孔与中深孔凿岩成本比较表

表 2-8-25

项 目	Copper cliff N		Heath Steele		诺兰达公司	
	φ51mm	φ105	φ54*	φ105	φ54	φ115
每米深孔凿岩成本 (美元)						
劳动工资	2.24	6.00	—	8.4	2.25	5.6
钻 头	0.21	1.50	—	2.46	0.35	1.40
钻 杆	—	—	—	—	0.35	1.05
维 修	1.40	4.50	—	1.80	0.60	1.05
杂 费	—	—	—	8.66	—	—
合 计	3.85	12.00	5.67	19.32	3.55	9.1
每米深孔崩矿量, t/m	7	50	7.5	66	5	35
每吨矿石凿岩成本, 美元	0.55	0.24	0.75	0.29	0.71	0.26

*—该项为外包工程, 只有合计数。

2. 爆破层高及层数

VCR事后充填法采场可采用垂直孔单层爆破、多层爆破亦可采用扇形孔单层或者多层爆破, 单层爆破高度一般3~4m, 多层高8~12m。单层多层的优缺点比较见表2-8-26。

单层、多层爆破优缺点比较表

表 2-8-26

项 目	特 征	优 缺 点 评 述	适 用 条 件	实 例
垂直孔单层爆破	单层爆破	爆破设计及操作简单, 易掌握, 一次崩矿量较少	矿岩较稳固或阶段高度较小的矿体	Levack矿 凡口矿 Strathcona
垂直孔多层爆破方案	多层微差爆破	一次崩矿量大, 劳动生产率高, 可减少未爆孔段因频繁爆破震动产生堵塞或孔口冲环, 空场暴露时间短, 对围岩稳固性有利, 爆破连线较复杂	矿岩较稳固, 中段高度50~70m的矿体	同 上
扇形孔单层(多层)爆破方案	顶板呈平行拱向上单层或多层推进	顶板形成拱形, 稳固性好, 其他同单层或多层	矿岩稳固性相对差的矿体	Whitehorse铜矿 Carr Fork矿 Birchtree矿

3. 装药结构

炮孔装药结构见图2-8-78、79、80。

4. 形成切割槽

VCR事后充填法采场有时为了降低采矿成本, 采用球状药包开切割槽, 柱状药包崩矿的球-柱药包联合爆破方案。切割槽的形成通常有VCR法提前拉切割槽方案, 上(下)盘微差超前爆破切割槽方案及中央微差超前爆破切割槽方案三种, 它们的优缺点比较见表2-8-27。

5. VCR 法采场的爆破程序

(1) 测孔, 主要测孔深、偏斜和补偿空间高度。

(2) 堵孔, 根据炮孔倾角和类似岩石中的小型漏斗爆破试验结果, 确定堵孔深度。通常有圆盘式木塞堵孔法、木楔堵孔法、方木块堵孔法、泥烧塞子与胶皮垫堵孔法、混凝土塞子和碗形胶皮垫堵孔法。国内均使用胶皮垫混凝土塞子堵孔法见图2-8-81。

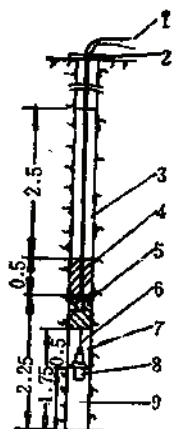


图 2-8-78 球状药包单分层装药结构图

1—导爆管；2—孔口固定木条；3—河砂；4—炸药包；5—起爆弹；6—塑料绳；7—河砂；8—堵孔塞；9—炮孔

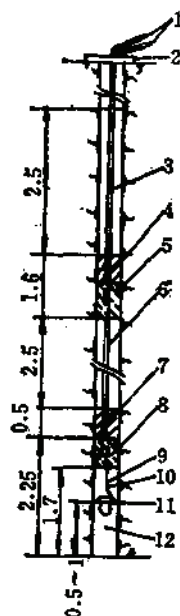


图 2-8-79 球状药包多层装药结构图

1—导爆管；2—孔口固定木条；3—河砂；4—第二层药包；5—起爆弹；6—河砂；7—第一层药包；8—起爆弹；9—塑料绳；10—河砂；11—堵孔塞；12—炮孔

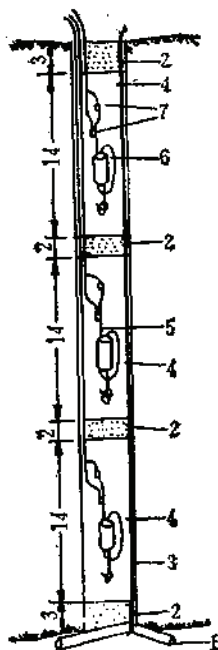


图 2-8-80 柱状药包分段装药结构图

1—木塞；2—砂层；3—吊绳；4—炸药；5—导爆索；6—起爆药包；7—两个微差电雷管

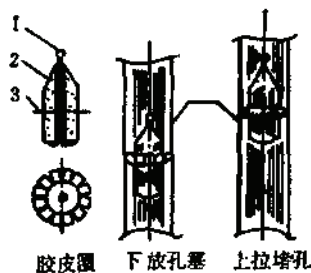


图 2-8-81 混凝土塞子胶皮垫堵孔法图

1—吊环；2—混凝土塞体；3—胶皮垫圈

爆破切割槽比较表

表 2-8-27

项 目	特 征	优 缺 点	适应条件	实 例
VCR法切割槽方案	切割槽提前形成	球柱药包先后爆破, 不易混淆, 采矿为整孔爆破, 一次崩矿量大, 生产能力大, 切割槽爆破花工时较多	矿岩稳固的矿体同(二)方案	Broken Hill
上(下)盘超前爆破切割槽方案	切割槽微差超前	顶板平整, 不需提前形成切割槽, 周期短, 生产能力大, 一次爆破既有球状药包又有柱状药包, 操作复杂	上(下)盘有软岩的中稳矿体, 同“一”方案	凡口矿
中央超前爆破切割槽方案	同 上	中央开始, 爆破夹制力小, 其他同上	中稳适合用VCR法开采的矿体	凡口矿 Carra Fork

(3) 装药, 采用人工卷装球状药包, 一般每个药包介于25~35kg之间。装填3个药包, 起爆药包布置中间, 用导爆索起爆。

(4) 堵塞, 是减少炮孔堵塞和后冲的一种重要方法。通常用细砂, 也有用水袋、岩粉袋、岩粉、碎石等。

(5) VCR法单层爆破起爆一般为: 先起爆靠近采场中心的炮孔, 先起爆较低顶板区的炮孔; 先起爆靠近地质构造破坏的炮孔; 最后起爆边孔, 还应根据放矿空间位置改变起爆顺序。

有关VCR法的爆破技术详见爆破章。

部分矿山的炮孔抵抗线及每米崩矿量见表2-8-28。

8.9.5.3 出矿

出矿一般都使用铲运机。出矿步骤类似留矿法。即每分层(分条)爆破后, 放出一块崩矿量的30~40%, 以形成下分层(分条)爆破的补偿空间, 最后一分层(条)爆破后, 整个采场一次出矿完毕。出矿效率与铲运机规格影响较大, 凡口矿使用LF-4.1型(2m³)铲运机出矿, 大量出矿时平均为500~700 t/d。减少大量出矿后的残矿损失, 目前多使用遥控铲运机清底, 效果较好。

使用电耙出矿时, 参照空场法有关章节。

8.9.6 采场支护及安全

8.9.6.1 采场支护

凿岩硐室特别是沿采场宽度全断面拉开的硐室, 应采用喷锚或喷锚网支护。采矿空场围岩的支护, 一般靠其自身的稳固性和存窿矿石短期维护。当上、下盘围岩稳固性欠佳时, 采用长锚索加固(参见图2-8-93)。

8.9.6.2 VCR法潜在的安全问题

按照加拿大和澳大利亚某些矿山的经验, VCR法爆破后可能发生爆后炮孔中气体燃爆和爆破诱导硫化物粉尘爆炸。

为防止硫化物粉尘燃爆, 加拿大FOX矿采用以下措施:

- (1) 用碳酸钙粉作填塞炮泥, 爆破后使碳酸钙粉满布采场, 抑制燃爆;
- (2) 工作面经常洒水, 防止粉尘飞扬和积聚, 爆破时进行喷洒水;
- (3) 使用低爆温炸药;

部分矿山炮孔抵抗线及每米崩矿量表

表 2-8-28

矿 名	药包 方式	矿体 厚度 (m)	阶段 高 (m)	炮孔方向	孔径 (mm)	抵 抗 线 (m)	孔底距 (m)	每米崩 矿量 (t/m)	单位炸药 消耗量 (kg/t)	凿岩班 效率 (m)
Mount Isa 矿	柱	30	60	下 向	165	3.5	7.5	55	—	
同 上	柱	15	60	下40, 上20	115	3.0	6.0	26	—	
同 上	柱	<20	40	环 形	70	2.5	3.0	—	—	
同 上	柱	≥49	80~ 120	下 向	200	4×8~5×7	—	100	—	
Copper Cliff N 矿	柱		91	下 向	165	3.6×3.6	—	—	0.295	
Kidd Creek	柱	180	120	下 向	200	5.2×4.6~ 8.1×6.1	—	—	—	
Health Steele 矿山公司	柱		85	下 向	165	3.6×3.6	—	66	0.272	4.9/h
Mufulira 拉矿	柱	3~20	34	下 向	115 195 200	3×5~6×7	—	56	—	—
Birchtree 矿	球	3~12	34	下 向	152	3×4.24	—	—	0.14	—
百年矿	球	3~18	50	下 向	165	3×3	—	32	0.34	—
Homestake 金矿	球	3~ 30.5	46	下 向	152	2.4×2.4~3×3	—	19.3	0.34	47.5
White horse 矿	球	24	—	环 形	165	4.2×4.2	—	30	0.34	60.6
Carr Fork 矿	球	25	45~60	下向扇形	165	2.5×2.5~3×3	—	18.6	0.21	—
Almaden 矿	球	4.5~5	孔深46	下 向	165	2×2~3×3	—	13	0.65	—
中国凡口铅锌矿 (矿房)	球	40	40(80)	下 向	165	2.5×3.8	—	15~20	0.4~0.43	33.7
(间柱)	球	40	40(80)	下 向	165	2.6×2.6	—	18~25	0.28~0.33	33.7
中国金川二矿 (矿房)	球	37	50	下 向	165	2.5×2.5	—	14.66	0.468	44.69

(4) 使爆破延续时间控制在 200 毫秒以内。

8.9.7 采 场 充 填

8.9.7.1 阶段充填法常用的充填材料

阶段充填法充填的特点是一次充填量大, 有条件采用高效率的充填方式, 但充填体必须具有足够的强度和站立高度, 以保证间柱回采的安全和回采过程中不因充填体的塌落造成过大的损失贫化率。目前国内外主要用尾砂胶结、岩石胶结来充填矿房, 而间柱可按需与矿房采用同样的充填料, 或者先充填 10~20m 胶结料, 然后充填非胶结料, 形成不同类型的充填体。Mount Isa 矿采用岩石充填料有如下优点:

- (1) 减少了价格比较贵的胶结水砂充填料的用量;
- (2) 弥补了水砂充填料的不足;
- (3) 允许有较快的充填速度, 能较快地回采间柱;
- (4) 减少了排水问题。

可见岩石充填量达到最大, 在经济上是有利的。

8.9.7.2 充填准备

充填前的准备工作主要是做好采场的密闭工作, 使整个采场与外界一切井巷隔开, 以防止充填料的流失污染, 其次是在隔墙上安装适当的滤水设施, 防止采场积水, 降低采场底部的压力。

1. 隔墙构筑位置

选择隔墙位置时, 主要考虑以下因素:

- (1) 岩石稳固的地方;
- (2) 隔墙承受充填体压力最小的地方;
- (3) 用数量最少的隔墙能达到预期目的。

一般当采场底部采用电耙时, 隔墙筑在电耙道内, 见图 2-8-82。

采用放矿漏斗出矿而底柱岩石较好时, 隔墙可筑在每一个放矿漏斗的颈部, 见图 2-8-83。

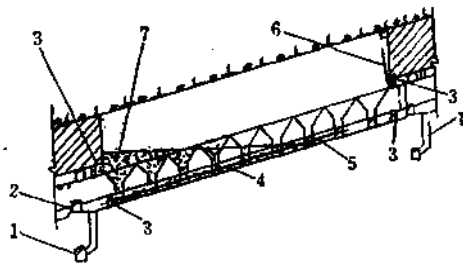


图 2-8-82 隔墙在电耙道内的示意图

1—运输平巷; 2—电耙室; 3—隔墙位置; 4—电耙道; 5—滤水管; 6—滤水筒; 7—尾砂

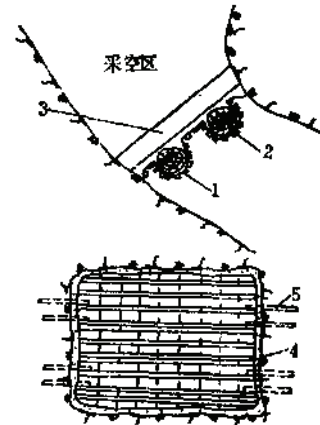


图 2-8-83 放矿漏斗颈部隔墙图

1—滤布; 2—板樟木; 3— $\phi 150 \sim 200$ 圆木; 4— 55×50 方木; 5— $\phi 25$ mm销钉

当放矿漏斗的底柱已破坏时, 隔墙可筑在放矿漏斗和运输平巷的联接处, 见图 2-8-84。

采用铲运机出矿的底部结构时, 隔墙设在每条装矿进路内, 分段空场阶段充填法的分段巷道内也需设隔墙, 隔墙距采场边界的距离至少 3m, 见图 2-8-85。

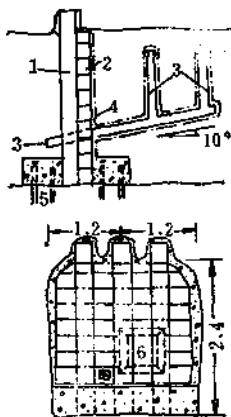


图 2-8-84 联接处隔墙图

1— 300×300 mm立柱; 2— 250×250 mm背板; 3—排水管; 4—粗麻布; 5— $\phi 25$ mm销钉; 6—安全出口

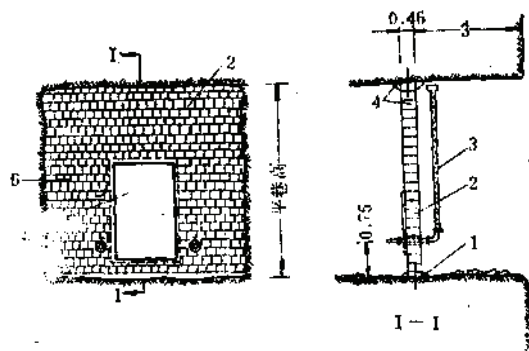


图 2-8-85 放矿典型隔墙布置

1—混凝土基础; 2— 150×150 mm背板; 3— $\phi 100$ mm滤水管; 4—销钉; 5— $\phi 25$ mm销钉; 6—安全出口

2. 隔墙的种类

当充填料为流体状态时,隔墙所受的压力与充填高度成正比函数关系,但当充填料达一定高度,砂水分离或下面的胶结料已初凝,则隔墙所受压力变化不大。锡矿山矿务局进行了实测,认为砂柱小于6米时,压力值增加甚微,Mount Isa矿的经验认为:由于某些采场底部面积较窄,充填水平上升较快,也许要安装双倍厚度的隔墙。故各矿按自己的经验,采用了各种不同形式的隔墙,主要有:

- (1) 砖或混凝土块砌筑的隔墙,见图2-8-85。
- (2) 两侧为混凝土预制块,中间为尾砂胶结料的隔墙,见图2-8-86。
- (3) 现浇混凝土隔墙,见图2-8-87。

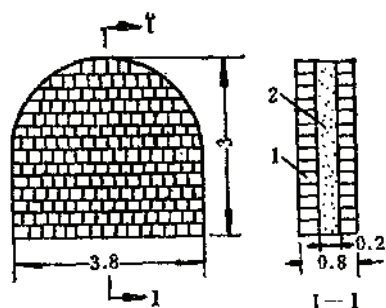


图 2-8-86 某矿充填隔墙图

1—预制块; 2—砂浆

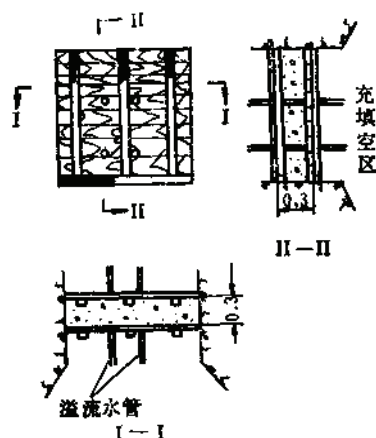


图 2-8-87 红透山矿现浇混凝土隔墙图

- (4) 钢筋混凝土隔墙, 见图2-8-88。

3. 隔墙的制作

- (1) 把底板吹净见到硬底, 砌砖隔墙需浇灌混凝土基础, 安装销钉(固定墙的锚杆); 现浇混凝土隔墙需架设模板;
- (2) 砌筑或者浇灌隔墙, 有的需留安全通风口;
- (3) 砖隔墙两侧及与巷道接触周边抹水泥砂浆, 防止跑砂;
- (4) 安装渗水设施;
- (5) 为防止充填料从间柱或围岩裂缝中泄漏, 有时需要向隔墙附近破碎严重的岩层喷射混凝土。

4. 采场的脱滤水设施

一般矿山在采场隔墙安装滤水设施进行脱水, 没有安全门的隔墙, 一般预留(埋)滤水管, 滤水管采用钢管(或铝), 靠采场一侧, 钻有小孔, 包上麻布或草席进行过滤脱水, 设有安全门的隔墙, 滤水管安在安全门上, 有条件的矿山, 还可利用钻孔作溢流脱水, 如图2-8-89。

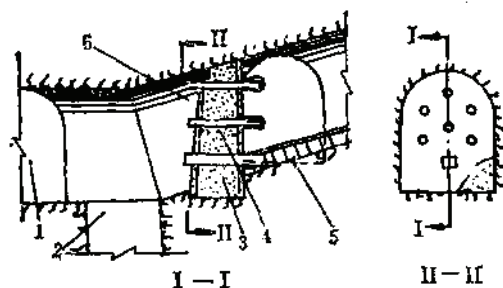


图 2-8-68 钢筋混凝土隔墙图

1—电耙室；2—溜井；3—隔墙；4—滤水管；
5—滤水筒；6—电耙道

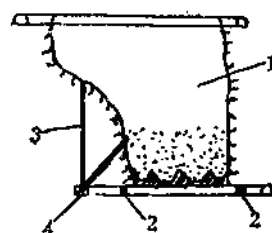


图 2-8-89 钻孔溢流脱水示意图

1—空区；2—密闭隔墙；3— $\phi 100\text{mm}$ 钻孔；
4—孔口闸门

8.9.7.3 充填

(1) 密闭隔墙及滤水设施检查合格后，即可开始充填。首先进行试充，未发现密闭工程有漏洞时，方可正式充填。

(2) 密闭隔墙的滤水管在开始充填前关闭，待澄清后再打开放水；

(3) 采场充填为分期充填，为防止跑浆事故，减少充填体对隔墙的压力，一般先充5~7m胶结料，或相应的非胶结料，待初凝或脱水以后，再依次充填，直至采场充满为止。

(4) 为了提高岩石充填和胶结水砂充填料在采场的质量，要考虑采场的几何形状，充填料的入口位置。当采场长度不大，一般来说把充填井（钻孔）布置在采场中间就可达此目的。岩石充填料倒入采场的理想状态如图2-8-90。

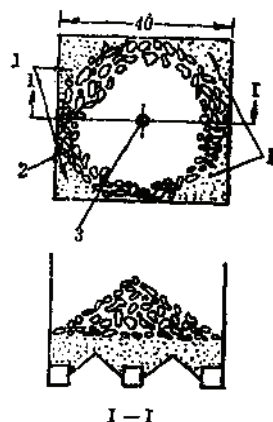


图 2-8-90 Mount Isa 1100矿体理想的充填料倒入方式图

1—胶结水砂充填区；2—胶结岩石充填区；3—理想的充填料入口

(5) 为了让充填体进行排水和养护，最少要四个月才允许相邻矿房回采。

8.9.8 实例

8.9.8.1 Mount Isa 1100号铜矿体

矿床走向南北长约4km，垂直延深达1700余米。北部主要为铅锌矿体，南部为铜矿体。1100号铜矿体为一特大盲矿体。矿体顶部距地表约600m，走向长近2500m，延深约300m，厚度一般为300m，最大达370m，铜品位大于3%，矿石储量近一亿吨。矿石围岩边界清楚，成矿岩石主要为硅化白云岩所组成的Urguhart层状页岩。其直接顶底盘亦为此种岩石所组成。抗压强度150~250MPa，但在断层附近比较弱。

因1100号铜矿体十分厚大，采用沿走向和垂直走向方向划分为网格状的矿房和间柱布置方案。矿房南北宽为38~40m，东西长为49m，垂直高度为45~245m。东西方向间柱宽为37~40m。条带状矿柱，南北宽27~40m。

一般矿房采用分段空场事后充填法回采，见图2-8-69a，间柱采用阶段空场事后充填法回采，见图2-8-76c。

采准切割工作主要包括放矿巷道、出矿进路、联络道、溜矿井、凿岩巷道、切割拉底巷道、切割天

井等,详见图2-8-69a。切割天井一般采用Robbins 61 R天井钻机,钻凿直径1.8m。然后用深孔爆破扩至采场全宽。拉底采用 $\phi 70\text{mm}$ 的扇形炮孔爆破形成。

凿岩一般用PR 123型和DH123型钻机钻凿 $\phi 57\text{mm}$ 上向扇形炮孔和 $\phi 114\text{mm}$ 的下向扇形炮孔。炮孔最小抵抗线为1.8~2.4m。也用潜孔钻钻 $\phi 100\sim 165\text{mm}$ 、深70m的炮孔和用牙轮钻钻 $\phi 200\text{mm}$ 深120m的大孔等多种型式。炮孔的抵抗线和每米炮孔崩矿量见表2-8-28。

炸药一般使用铵油炸药,也有使用浆状炸药,或用铝铵油炸药。柱状药包长12~17m,分段装药量控制在300kg以内。

出矿采用3.8或6.1 m^3 铲运机。溜矿井距装矿点的距离一般为15~120m。

充填之前,按图2-8-85的形式砌筑460mm厚的挡墙。再用含3%水泥、6%的炉渣(相当于6~8%的水泥)的岩石充填料充填,充填料在充填水平用皮带运输,水泥砂浆通过钻孔、管道,在采场下料口与岩石自行混合,理想的卸料状态见图2-8-90。

由于采、出、充实现了高度机械化,生产能力相当大,1100号铜矿体产量约为400万~500万t/a。

1100号铜矿体已回采充填了69个矿房和间柱,已有36个矿房暴露了1、2、3个充填壁,其结果是满意的。

Mount Isa 矿回采1100号矿体的主要经验:

- (1) 用高分段与高采场回采,分段高达40m,采场高达80~240m;
- (2) 用纵横向布置采场的方法,回采极厚矿体;
- (3) 采场普遍采用 $\phi 115\sim 200\text{mm}$ 大孔穿爆;
- (4) 采用高质量低成本的岩石混凝土充填;
- (5) 充填体暴露面积达8000 m^2 ,站立高度达140~180m以上;
- (6) 间柱回采时,允许充填体局部垮落,在覆盖充填料下放矿,也可获得较好的效果。

采场综合生产能力,小采场约1200t/d;

大采场约3000t/d;

8.9.8.2 红透山铜矿

红透山铜矿1号脉约占矿山总储量的90%,其平面形态如音叉,纵向形状上粗下细,呈筒状。矿体走向延长500~600m,延伸超过1000m。矿体厚3~35m,倾角 $50^\circ\sim 80^\circ$ 。矿体形态复杂,呈分枝复合,侧伏膨大、缩小等现象。矿体上盘主要为砂线石黑云母片麻岩,下盘为注入式黑云母片麻岩。矿岩节理不发育,界线鲜明,均稳固。围岩 $f=12\sim 14$,矿石 $f=8\sim 10$,为含硫较高的铜锌矿床,水文地质条件简单。

比较规整的厚大矿体,矿房采用空场法事后充填法,矿柱用水平分层充填法。阶段空场事后充填法见图2-8-72。

采场垂直走向布置。阶段高度为60m,顶柱高7~8m,底柱高10m,矿房宽为20m,矿柱宽为12m,采场长为矿体厚度。

采用沿脉平巷加穿脉的环形运输系统。凿岩通风天井布置在矿房两侧呈对角式。电耙道设在矿房中间的底柱里,间距10m,切割巷道基本上与电耙道平行,垂直矿体走向。拉底多用浅孔和水平中深孔爆破形式。

回采用EA-100型钻机打水平深孔,最小抵抗线为3.5m,用硝酸炸药,导爆线和电雷管双重起爆。回采过程中的凿岩通风天井作为第二步骤矿柱采场的人行通风天井用。

回采出矿完后,在电耙道内构筑密闭墙,其结构见图2-8-87。密闭墙的地槽必须挖到硬岩,槽宽不小于800mm,厚度为600mm,混凝土灰砂块石比为1:2:3,块石直径小于150mm;密闭墙施工完毕,要及时用灰砂比1:1的砂浆将缝抹严,其上安有脱水管。

开始充填时首先要进行试充,试充未发现密闭工程有漏时才进行正式充填。每次充填的砂体高度不超过4m,待空区无积水后方继续充填。充填料为碎石尾砂胶结料,每立方米充填料加水泥250kg。间柱

用尾砂分层充填、电耙出矿。

主要技术经济指标：

- (1) 采场生产能力：300t/d；
- (2) 采矿损失率：8~10%；
- (3) 采矿贫化率：15%；
- (4) 万吨采切量：120m。

8.9.8.3 加拿大 Levack 铁矿

Levack 矿 3200 阶段 4800 间柱长 48m，宽 6m，高 20~26m。矿体为高品位细脉群，赋存于花岗片麻岩不规则的块状硫化矿化带中。地质品位为：含镍 2%，铜 1%。间柱两侧的采空区已用灰砂比为 1:30 的胶结料充填。是世界上最早试验用 VCR 法回采间柱的矿山，如图 2-8-91。

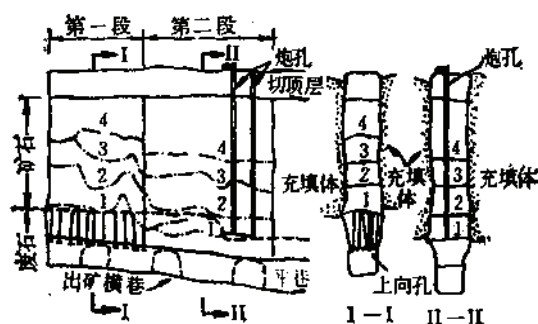


图 2-8-91 Levack 矿 VCR 法回采间柱方案图

1、2、3、4—爆破顺序

矿柱分两段回采，第一段长 18m，第二段长 30m。

采准切割工作是开凿运输巷道，出矿进路，拉底层和凿岩硐室。凿岩硐室用钢丝绳锚杆支护。

第一段图下部有一层岩石，用普通上向孔将其崩下，出净。用 ROC306 型潜孔钻机钻凿 $\phi 165\text{mm}$ 的下向垂直深孔，炮孔呈梅花形排列，孔距为 3m，排距为 4.6m，边孔距充填体为 1.5m。炸药为 Hydromex M120 浆状炸药，每孔装药量为 34kg。每次爆破后，测定孔深，绘制采场顶板线，为下一分层提供爆破设计的实测资料。爆破分层高度为 3.9~4.1m。最后一层为 6.5m，装两个球状药包，两层一次微差爆破。矿石用铲运机出完后，立即用水泥尾砂料进行充填。

试验中发现间柱两侧充填体未明显破坏。

矿石贫化率为 10%；

采场生产能力为 150t/d。

第二段的回采工艺与第一段相同，都获得了满意的结果。

8.9.8.4 凡口铅锌矿

凡口铅锌矿自 1982 年试验 VCR 法以来，已成功地用矿房和间柱回采，1985 年已占地下采出矿量的 25%。

Sh-200 5 号采场位于狮岭-200m 阶段，矿石为致密块状黄铁铅锌矿，中等稳固， $f=9\sim 13$ 。F₃ 断层控制了矿体的底盘，矿体底盘倾角 75° 左右。矿体顶底盘为黑灰条带状、瘤状灰岩、中等稳固， $f=9$ 。矿石平均品位 P_{Fe}：4.6%，Zn：11.9%，S：28.48%。采场垂直走向布置，宽为 8m，长 48m。用 VCR 法回采，见图 2-8-92。

采场底部采用漏斗进路式底部结构，高度为 8.5m，布置 6 个出矿进路，间距为 6m。凿岩硐室由宽度分别为 4.8、2.6m 两条巷道组成，中间留 2.5m 宽的一个临时间柱，并用管锚杆和金属网联合支护。

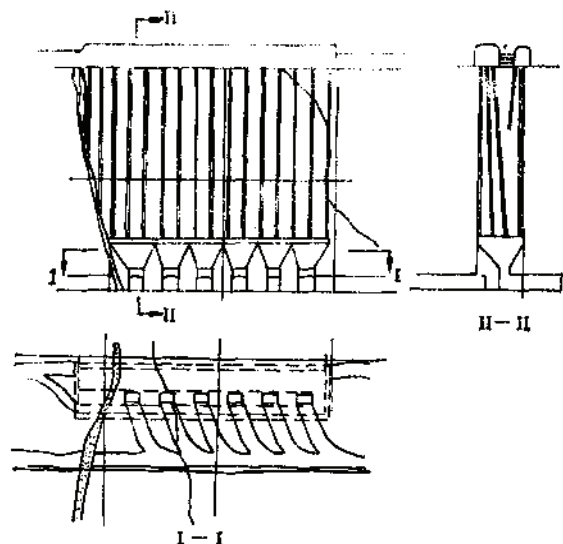


图 2-8-92 凡口矿 Sh-200 5 号采场 VCR 法试验方案图

凿岩采用扇形孔,为使两侧间柱垂直平整,矿房两侧均为垂直孔,孔深一般为30m。凿岩设备采用 ROC306型和国产 DQ-150J 型潜孔钻机,用 COP6型或国产 JG-150 二种冲击器,国产 YV2.2/5=15 增压机与潜孔钻配套使用。风压为 1.1MPa 时,台班效率 18.95m。凿岩成本为 25.26 元/m (未计电费和压风费)。

先进行一次单分层爆破,第二次则爆破 2~3 个分层,第三次用球一柱药包将剩余分层及凿岩硐室临时间柱一次爆破。

第一次单分层爆破时,为减少冲击波影响,采用九段分区微差,分段药量小于 300kg,分层高度平均为 3.2m,炸药单耗 0.42kg/t。

第二次爆破:除全顶板崩落一层外,再在切割槽处,崩二个分层,以形成梯段自由面。炸药单耗为 0.412kg/t。

第三次爆破时,切割槽部分,孔深 6m,其余孔深 22m 左右。以多层球状药包微差起爆,一次形成切割槽。其余以切割槽为自由面进行柱状药包爆破。凿岩硐室中的小间柱用小炮孔,也同时爆破。

采场出矿采用 LF-4.1 (2m³) 型铲运机,平均运距为 24m,大量放矿阶段日平均出矿量为 892t/d。

充填前在进路口用混凝土块砌筑封闭墙。

并在装矿平巷设置挡泥墙。然后用 1:8~1:10 的水泥尾砂浆一次充填。

该矿用 VCR 法回采水平分层胶结充填剩下的间柱,也获得了较满意的效果。

VCR 法回采矿房,间柱的主要技术经济指标见表 2-8-29。

8.9.8.5 金川二矿区

金川二矿区 VCR 法试验采场选在东部 2 号矿体 34~35 行间 1250~1300m 水平。该地段处于 2 号矿体含矿母岩向西延深的边缘地带。矿体产状呈上下大小漏斗状。倾角平均 71.5°~76°,下盘倾角较缓,平均为 52°~54°。富矿体为贫矿体包围,矿体下盘有一破碎带,稳固性差。

试验采场垂直走向布置,采场宽 6m,长 38m (上、下盘均保留了部分富矿以后回采),高 50m,采场顶盘采用长锚索进行加固,见图 2-8-93。

试验采场底部建立了 LF-4.1 (2m³) 铲运机平面铲、运、装出矿系统;采场顶部设有宽 6m、高 5m 的凿岩硐室,并有两个出矿口;拉底时,先掘一条 3×2.8m 的切割巷道,再扩帮、挑顶至高 6m、宽 6m 的歪沟。三条装矿进路口底板设 15kg/m 钢轨作铲运机出矿平台,进路口伸进采场 1.5m,并用钢筋混凝土

凡口铅锌矿矿房、间柱VCR法试验指标表

表 2-8-29

指标名称	矿房			间柱		
	-160m I*	-200m V*	-120m VI*	-80m 3-4	-80m 4-5	-80m 7-8
采场综合能力 (t/d)	182	304	164	161	219	301
2m ³ /铲运机出矿能力 (t/d)	482	1003	254	581		733
矿石回收率 (%)	96	98	97	97	97	97
矿石贫化率 (%)	8.4	4	4.2	8.1	5.9	10.9
凿岩设备台班效率 (m)	24	19	8.7	20.2	19.2	25.65
炸药单耗 (kg/t)	0.40	0.43	0.42	0.28	0.28	0.33
大块产出率 (%)	0.98	1.04	—	1.31	2.0	1.18
每米崩矿量 (t/m)	20	15	16	25	18	18
采准比 (m ³ /t)		523				

注：以上为北京矿冶研究总院、长沙矿山研究院试验指标。

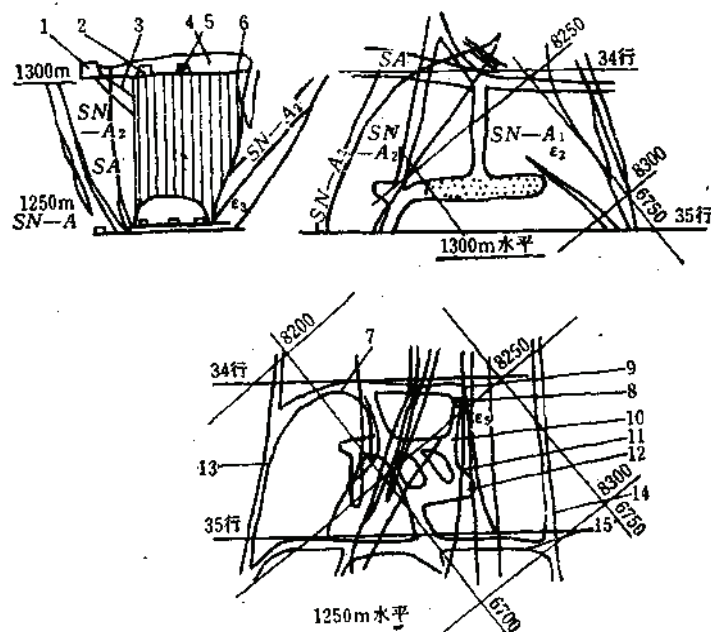


图 2-8-93 金川二矿区VCR法试验方案图

- 1—长锚索硐室；2—上盘运输巷道；3—长锚索；4—凿岩硐室；5—凿岩硐室联络道；6— $\phi 165\text{mm}$ 炮孔；7—34行穿脉；8—通风天井；9—铲运机装车口；10—出矿进路；11—顶沟；12—穿脉；13—运输平巷；14—运输平巷；15—35行穿脉

土支护。

凿岩选用瑞典ROC306型潜孔钻机，配DG418型增压机，COP62型冲击器，钻 $\phi 165\text{mm}$ 大孔。排距2.6m，孔间距2.5~3m，钻孔偏斜率要求不大于1.5%，为保证钻机平稳作业，凿岩硐室底板铺有厚400mm、强度为5MPa的充填料浆。气压为1.5~1.8MPa时，凿岩台班效率为44.69m。

爆破采用HD乳化炸药，整个采场进行了七个爆破循环，其中单层爆破3个，双层爆破3个，高12米的顶柱为三层爆破。炸药单耗0.468kg/t，最大单响药量225kg，大块率为1.52%。

采场出矿采用LF-4.1型铲运机，矿石直接卸入该运输水平的4m³矿车中，分层爆破时，要求出矿量为崩矿量的三分之一。

充填前在每条进路设预制块双层隔墙,厚0.8m,距空区5m,为防止跑浆事故,先充5~7m胶结砂浆,待达到一定强度后,再依次充填,直至充满为止。砂浆浓度78%,灰砂比1:4~6。充填能力为100 m³/h。

为保证采场上盘的稳定性,对上盘贫矿埋设了6根长锚索加固。为保证安全,对长锚索承力、凿岩硐室及长锚索硐室沉降进行了观测,还对1300和1250水平进行了声波波速的监测。

主要技术经济指标:

- (1) 凿岩台班效率: 平均44.69m;
 - (2) 炸药消耗量: 0.495kg/t (包括二次破碎);
 - (3) 每米崩矿量: 14.66t;
 - (4) 采切比: 85.08m³/kt;
 - (5) 综合生产能力: 250.6t/d;
- 其中: 分层出矿369.6t/d, 大量出矿655.9t/d;
- (6) 采矿损失率: 6.3%;
 - (7) 采矿贫化率: 0.93%。

8.10 矿柱回采

8.10.1 充填法矿柱回采的现状

我国有色金属矿山充填采矿法采出的矿石量约占采出总量的19%,而矿柱又占充填采矿法的30~60%,其中顶、底柱约占20%左右。由于开采条件复杂,部分矿山矿柱积压很严重。如有的矿山,矿柱量占开拓矿量的40~50%。我国部分矿山矿柱矿量比重见下表。不断总结和完善矿柱回采的方法,积极探索新的回采方法,是矿柱回采设计的任务。

我国部分矿山矿柱矿量比重表

矿 山	矿柱矿量占开拓矿量的比重 (%)
黄沙坪铅锌矿	23.1
凤凰山铜矿	40.3
红透山铜矿	43.9
凡口铅锌矿	32.0
水口山铅锌矿	15.3
大姚铜矿	24.4

(1) 金川龙首矿用上向分层充填法回采间柱时,认为回采过程中造成的应力升高区是在上部阶段运输水平以上和下部运输水平附近,间柱底部造成较大的垂直压应力集中,将给采准巷道的稳定性或拉底切割工程造成困难,而邻近矿房充填体处于应力降低区内。在构造应力较大的矿山,回采过程会影响运输巷道的稳定性。而回采过程拉应力的范围很小,且集中在工作面附近的间柱中,随回采顶板上移而上移,这是充填体的约束作用造成的●。

(2) 凡口铅锌矿对VCR法回采间柱,用边界元法分析其采场稳定性认为●,

● 来自北京钢铁学院井兰如《胶结充填采矿法回采过程的有限元模拟分析方法》;
● 来自长沙矿山研究院《凡口VCR法采场稳定性力学机理分析》。

间柱靠上下盘两侧存在法向正应力,中部呈现水平方向的拉应力,但间柱内的最大压应力和最大拉应力以及最大剪应力,除个别点都没有超过矿岩的抗压、抗拉、抗剪强度。间柱的屈服点出现在上盘界面的附近,特别是首先出现在采场上盘隅角处。间柱最后二至三个分层可能出现的失稳不是受间柱矿体内的应力状态的支配,而是受其所产生的形态支配。当采剥两个分层即剩下6m厚间柱时,其采场顶板中部的最大下沉位移达60~70mm,上盘邻壁向采场内的法向位移达40~50mm。而6m厚间柱所能允许之最大可能下沉位移为70~80mm,故最后一个分层留7m高即可。

间柱采场底柱上、下盘两侧隅角处(拱脚)存在很大的压应力集中,容易导致底柱采前的屈服破坏,在底柱中心部位产生拉应力区,对于软弱矿岩可能会发生底鼓、容易引起底柱中巷道的变形,这是在VCR法设计中必须考虑的。

上、下盘围岩:靠近间柱的界面区为高压应力区,采空区的两盘帮壁出现不大的拉伸变形;采空区顶板与底柱的隅角处为应力集中区,尤以上盘的隅角应力集中为甚。下盘稳定性比上盘好。采场可能出现的破坏,是从上盘隅角处和上盘帮壁处的围岩失稳开始,因此应注意靠上盘的炮孔布置。

凿岩硐室的顶板和帮壁,在间柱回采的始终,稳定性甚好,虽然其应力、位移受到扰动,但是很轻微,对于硐室的整体稳定性无影响。

(3) Mount Isa 矿1100号矿体采用80~240m高阶段,回采间柱的经验认为:

间柱空场不管是那个帮壁,其平均稳定暴露面积都为3100m²左右,比原来估计的750m²大得多。主要原因可能是由于充填过程中没有产生深部应力。奈因德鲁夫和考林经测定所得的结论是,在充填过程中,充填体的重力,部分由矿房壁上产生的剪力承受。对于一个高200m矿房,有深部应力时充填体的垂直应力对胶结水砂充填为3.5MPa,对胶结岩石充填为3.5~4.5MPa。而胶结水砂充填料加胶结岩石充填料的无侧限抗压强度分别为1.1MPa和2.3MPa,充填体暴露面能保持稳定。并证实充填过程中无深部应力。在铜、铅采区已充填了100个矿房和间柱,已有50个充填体暴露了1、2、3个侧面,充填体的性能和在间柱回收中的作用非常好,间柱回收的比例已高达70%。

8.10.2 矿柱回采特点和充填体暴露面的特征

8.10.2.1 矿柱回采特点

(1) 间柱两侧或周围都是充填体,间柱的上、下端或者上盘隅角是应力集中的地方,回采时出现上移的拉应力区等,使采场巷道的维护、采场顶板的安全,都较矿房回采时复杂;

(2) 间柱两侧充填体的性质、强度、整体性、自立高度等是选择间柱回采方法的关键因素;

(3) 矿房回采后,间柱轮廓已控制准确,有条件采用中深孔或大孔爆破的方法回采;

(4) 矿房已有现成的采准巷道可利用,采准工程量少;

(5) 用阶段充填法回采间柱时,出矿可在完全空场下进行,也可在部分(即允许局部充填体破坏)空场下进行。Mount Isa的经验认为,充填暴露面的破坏并不意味着间柱回采的失败,仍可回收99%以上的矿石和金属量;

(6) 间柱回采包括顶、底柱回采;

(7) 矿柱留存的时间越长,受力状态越复杂,回采的困难越大。因而应及时回采,

避免积压。

8.10.2.2 充填体暴露面的特征

1. 与充填体暴露面破坏有关的主要因素

- (1) 暴露面的最大宽度;
- (2) 充填体各侧面暴露的总面积;
- (3) 暴露面积超过某一极限性;
- (4) 间柱回采的大爆破规模;
- (5) 充填料的质量;
- (6) 凿岩爆破方法。

2. 充填体暴露面性能

充填体暴露面的性能一般用最大宽度和最大高度来描述。但是最重要的还是用可见暴露面积的大小来描述。

部分矿山充填体暴露简况, 见表2-8-30。

部分矿山充填体暴露简况表

表 2-8-30

矿 名	采 矿 方 法	充填料性能	充填体暴露破坏描述	充 填 体 最大暴露 面 积	暴露破坏情况
Mount Isa 1100号矿体	房、柱均用分段、 阶段空场事后充填法	8%水泥岩石充填料 6%水泥岩石充填料	平均80m高、40m宽、 3100m ²	稳定值 8000m ²	垮落面占 18.5%
Mount Isa 铅矿体	房、柱均用分段、 阶段空场事后充填法	10~6%岩石充填料	限制100m高, 35m宽	140~180m 高, 4400m ²	无
Levack West	房: 上向充填法 柱: VCR 法	1:30水泥尾砂胶结料	高 26~48m 宽 48m左右		可
Strahcona	房: 点柱充填法 柱: VCR 法	1:32水泥尾砂胶结 料	高 61m 宽 107~122m		可
焦家金矿	房: 上向分层充填法 柱: 上向分层充填法	房: 1:8~10 水 泥 尾砂浆 柱: 水砂充填	高 26m、长13m, 33.8m ²		没有片帮或塌 落(实测充填体 强度1MPa)
凡 口 矿	房: 上向水平分层 充填法 柱: 留矿法 事后充填法 (VCR 法)	35°以上碎石混凝土 或尾砂混凝土	一般高40m, 长30m, 1000m ² 以上	3162m ² 暴露时间 达21日	稳 固
红透山矿	房: 空场事后充填 柱: 上向分层充填	岩石混凝土加水泥 量为150~200kg/m ³	高7m, 长20m, 140m ²		无明显脱落
铜绿山矿	混凝土隔墙水砂充 填法	隔墙混凝土800mm 厚, 100°	约5m高, 40m宽 200m ²		好
黄沙坪矿	混凝土隔墙干式充 填法	隔墙混凝土, 300 ~500mm厚, 100°	约4~5.8m 高, 15~300m 宽, 180m ²		一般好, 局部 倒塌(质量问 题)
湘西金矿	分条尾砂充填法	尾砂	3.5m 高, 40m 宽, 约140m ²		可

8.10.3 充填法回采的主要方法及实例

充填法回采的方法，基本上是矿房回采所用的方法。

目前采用的主要方法有：

- | | |
|-----------------|---------|
| (1) 下向进路充填法； | } 分层充填法 |
| (2) 上向进路充填法； | |
| (3) 上向水平分层充填法； | |
| (4) 留矿采矿阶段充填法； | } 阶段充填法 |
| (5) 分段空场的阶段充填法； | |
| (6) VCR法； | |
| (7) 阶段空场的阶段充填法等 | |

由于采场结构，生产工艺已如前述，但设计时应充分注意回采的特点，回采及上下盘围岩的赋存特点，矿房充填体暴露面性能的预计情况等，选择合适的回采方法，用上述分层充填法和阶段充填法回采回采的特点不同，如下所述：

8.10.3.1 用分层充填法回采回采的特点

- (1) 生产人员需进入空区，空区暴露面积小，充填体暴露面积不大；
- (2) 损失贫化率低；
- (3) 工艺和设备简单，易推广应用；
- (4) 人在矿石顶板或人工假顶下作业，安全性较差；
- (5) 大都采用浅孔，生产效率较低。

当回采上下盘围岩欠稳固，充填体不允许大面积暴露或回采矿体也不允许大面积暴露时，回采多用分层充填法。目前应用的主要矿山及指标如表2-8-31。

8.10.3.2 用阶段充填法回采回采的特点

- (1) 人不进入空区（浅孔留矿法除外），整个阶段逐步形成空场，后期充填体临空

分层充填法回采回采指标表

表 2-8-31

主 要 指 标	上 向 水 平 分 层 充 填 法				下 向 充 首 法
	黄沙坪铅锌矿	红透山铜矿	凡口铅锌矿	瑞典 Boliden公司	金川龙首矿
矿块生产能力 (t/d)	50	100~150	60~70		50
损失率 (%)	5~7	5		5~15	5
贫化率 (%)	16~25	5		5~15	8

面全部暴露；

- (2) 采用中深孔或大孔（浅孔留矿法除外）爆破，生产效率高；
- (3) 作业安全性好；
- (4) 万一充填体暴露面垮落时，可在充填料覆盖下放矿，也可获得较好的回收率；
- (5) 空场可按需要决定是否充填，较为灵活；

(6) 贫化, 损失率相对高些。

当间距矿体及上下盘围岩中等以上稳固时, 矿房充填体稳固性较好。允许有足够的暴露面积的间柱回采可以采用阶段充填法, 凡口铅锌矿用阶段充填法回采间柱的部分技术指标如表2-8-32。

凡口铅锌矿用阶段充填法回采间柱技术指标表

表 2-8-32

主要指标	留矿采矿的事后 充填法	VCR 事后充填法	阶段空场事后 充填法
矿块生产能力 (t/d)	100~150	180~200	180~200
损失率 (%)	10~15	3~5	3~5
贫化率 (%)	10~15	8.4~10	8~10.5

8.10.4 充填法顶底柱主要回采方案和特点

顶底柱回采是指将矿体划分成矿房、间柱、顶底柱三步骤回采时顶底柱那部分矿体的回采。顶底柱矿体在我国约占充填法回采矿量的20%。因它的开采技术条件较间柱更复杂, 且国内实际回采的矿山不多, 故经验不甚丰富, 还有待实践、总结、提高。目前主要有下述几种方法:

8.10.4.1 分区分层分条回采顶底柱

红透山铜矿矿岩稳定, 采场面积达1500m²以上, 顶底柱总高度12m, 自下而上, 分三层回采, 首先将第一分层划分为面积基本相等的二至三个区段, 从阶段下盘运输巷道掘一斜坡道, 从斜坡道下端掘脉内采准巷道, 往上盘掘一进路, 再以进路为自由面, 后退式回

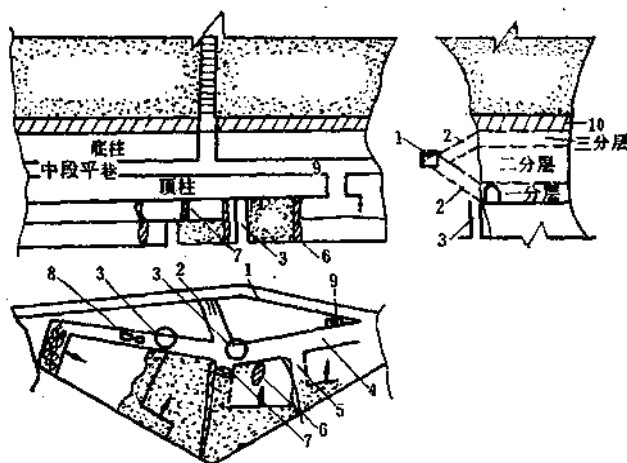


图 2-8-94 红透山铜矿顶底柱回采方案图

1—脉外运输平巷; 2—斜坡道; 3—溜矿井; 4—脉内巷道; 5—回采进路; 6—安全矿柱; 7—隔墙; 8—铲运机; 9—回风井; 10—护顶层

采。采高3m, 充填接顶后, 再回采第二个区段, 直至整个分层采完为止。区段之间的隔墙, 用尾砂、草袋垒筑。第二层划为四个回采区段, 采高5m(两采一充), 当第二分层以同样的工艺采完接顶后, 第三分层采用分条进路回采, 进路高2.5m, 宽3.0m, 分条进路空间留2.0m宽的分条矿柱。在安全许可的情况下, 分条矿柱可采掉一部分, 最后一次充填, 为确保安全, 留1.5m左右的护顶矿层, 见图2-8-94。

南斯拉夫波尔铜矿用上向进路充填法回采水平矿柱(即顶底柱)

效果较好。见图2-8-34实例。

主要特点:

- (1) 采用分区分层分条回采顶底柱, 能缩小顶板暴露面积;
- (2) 靠充填体或充填体加少量矿柱(夹石)支撑采空区;
- (3) 采用铲运机出矿, 管道充填或充填抛掷车充填, 生产能力较大, 达150~200 t/d;

- (4) 为保证回采的安全, 一般留1~1.5m厚的护顶矿层;
- (5) 人需进入采空区作业, 安全性相对差些;
- (6) 矿石回收率较高, 一般可达80~90%, 贫化率为5%。

当顶底柱水平面积较大, 而周围围岩或充填体不允许有较大暴露面积时采用。

8.10.4.2 人工房柱充填法回采底柱

黄沙坪铅锌矿顶底柱高6m, 水平面积约250m², 底柱之上浇有0.4m厚、强度为15MPa钢筋混凝土垫层。该底柱分二层回采, 第一分层用干式充填法回采3.5~4m高(原房、间用的方法), 二分层回采前先充填干石至空顶高1.8m, 再在充填料上铺0.2m的垫层和构筑 $\phi 2 \sim 3$ m混凝土人工矿柱、柱间距离为7~9m, 人工矿柱上面顶有同样直径的矿石柱, 采场周边留0.8~1m三角矿柱, 然后分区分块后退式回采。为保持上下盘围岩钢筋混凝土垫层、房柱的稳定性, 需严格控制上述关系尺寸和爆破量, 详见图2-8-95。

主要特点:

(1) 空区顶板靠矿柱或人工矿柱支撑;

(2) 采场面积较小, 生产能力较低;

(3) 矿石回收率达80~98%, 留矿石柱时为下限, 人工矿柱时为上限。贫化率为5%;

(4) 人要进入采场工作。方案似房柱法或点柱充填法;

(5) 采用人工矿柱时, 浇筑工艺复杂, 效率较低。

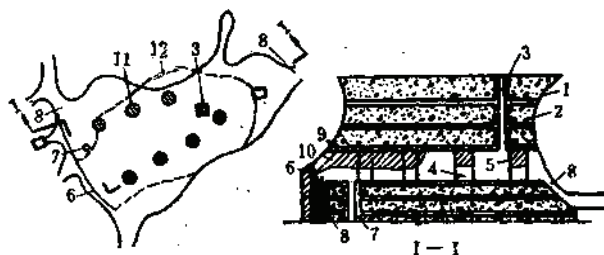


图 2-8-95 黄沙坪铅锌矿顶底柱回采方案图

1—混凝土胶结面; 2—充填体; 3—充填井; 4—混凝土房柱; 5—矿石房柱; 6—混凝土隔墙; 7—溜矿井; 8—人行通道; 9—钢筋混凝土垫层; 10—底柱; 11—房柱; 12—上部采场拉底层边界

该法适应高品位中、小矿体或孤立星散矿体的顶底柱回采。

8.10.4.3 深孔崩矿法回采顶柱

加拿大 Birch Tree 矿 213.5m 阶段 110 号矿矿块的顶柱形态规整, 厚为 12.25m, 水平面积较大, 分成五个矿块回采。首先在采场底部下盘距矿体 9.15m 处掘出矿平巷, 沿出矿平巷掘平行的装矿进路, 再在适当的位置向上掘 2.75×2.75m 的凿岩天井; 还掘采场联络道使斜坡道与凿岩天井的上部相连接。

在凿岩天井钻凿 $\phi 51$ mm 的扇形水平深孔爆破, 铲运机出矿, 最后留 1.525m 护顶层。在回采期间, 护顶层没有变坏的预兆, 回采完后, 仍能保持完好。铲运机平均日出矿能力为 300t/d, 贫化率 10%, 金属回收率接近 95~97% (未包括护顶层); 平均凿岩工效 45.75 m/工班; 炸药消耗量 0.34kg/t。详见图 2-8-96。

主要特点:

- (1) 中深孔凿岩, 铲运机出矿, 生产能力大, 可达 300t/d;

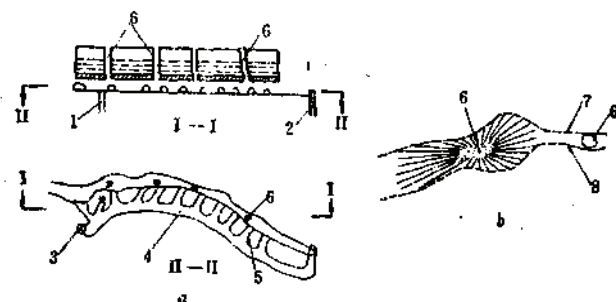


图 2-8-96 Birch Tree 矿 110 号采场顶柱回采图

a—213.5m 阶段 110 号采场顶柱回采图；b—由凿岩天井借扇形深孔平面图

1—矿溜井；2—通风井；3—服务天井；4—出矿巷道；5—装矿进路；6—凿岩天井；7—上盘接触界线；8—下盘接触界线

- (2) 空区的暴露面，靠护顶层和周围胶结充填体自然支撑；
- (3) 人不要进入空区，作业安全性好；
- (4) 空区留 1.525m 护顶层；
- (5) 矿石的贫化、损失率比一、二法相对较高。

该法可用于形态规整，上、下盘围岩较稳固的顶底柱回采。

部分矿山回采顶底柱的回采方法和主要技术经济指标表，如表 2-8-33。

顶底柱回采方法简况表

表 2-8-33

矿名	顶底主要特征	回采方法及特点	护顶层厚度 (m)	采场生产能力 (t/d)	损失率 (%)	贫化率 (%)
红透山铜矿	高 12m，水平面积 1600 m ² ，上下均用尾砂胶结充填时间达 3~5 年，充填体强度为 0.9~4.5 MPa	分区分条回采，分三层，一层高 3 米，分两个区，三层高 3.5m，分条回采，回采进路宽 3m，高 2.5m，间距 2m，不回收，铲运机出矿，尾砂胶结充填。	1~1.5	180~320	20	4.7
凡口铅锌矿	顶板高 3~4m，底柱高一般为 6m，上下均用尾砂胶结或碎石混凝土充填充填体强度 2~4 MPa	分层分条回采，每条实为一条进路宽 4~5m，高 4~6m，液压台车凿岩，铲运机出矿，锚杆车护顶，抛掷充填车充填	无			
黄沙坪铅锌矿	顶柱高 3~4m，底柱高 4~6m，底柱之上铺 0.4~0.5m 标号 150 [#] 钢筋混凝土，再上是干石充填料	顶底及底柱下层 3.5~4m 用普通干石充填法回采，余下 2~2.5m 特殊回采即构筑 $\phi 2 \sim 3$ m 混凝土人工柱，再分区分块后退式回采	0.4~0.5 钢筋混凝土	20~30	20	15
Birch tree 矿	高 12.25m，矿体形态规整	用凿岩天井，扇形水平深孔爆破，铲运机出矿	1.525	300	3*	10
Kidd Creek II [#] 矿	顶底柱呈菱形，对空场有利，周围充填体为块石胶结料，高 5~7m	扇形中深孔爆破，铲运机出矿				

* 护顶层未计损失

第九章 凿 岩

责任编辑单位 华北冶金矿山建设公司设计研究院

编 写 人 修质彬

9.1 岩石分级

岩石坚固性数据,是选择凿岩设备、确定凿岩参数的重要依据。

9.1.1 普氏岩石分级及应用

普氏坚固性系数是综合性指标,曾用岩石强度、岩体凿岩爆破和施工效率等指标,制定了各类岩石的坚固性系数 f ,见表2-9-1。

目前,测定和计算普氏岩石坚固性系数 f 有四种方法:

规则试块抗压强度法;

捣碎法;

不规则试块抗压裂强度法;

抗压强度法与抗压裂强度法联合计算的综合坚固性系数。

我国矿山多用抗压强度法计算。表2-9-2为常见矿石的普氏坚固性系数。

普氏分级能简明地反映岩石的坚固性。但缺乏科学性和准确性,不能确切表示出岩石的可钻性、爆破性和稳定性。不久,将采用更完善的岩石分级逐步代替普氏分级。

9.1.2 我国矿山岩石分级及应用

冶金部鉴定通过的凿碎法岩石可钻性分级和岩石爆破性分级,主要侧重于实际应用,并已在部分生产矿山使用。

9.1.2.1 凿碎法岩石可钻性分级

选用凿测器模拟冲击凿岩,以凿碎比功和钎刃磨钝宽度两项指标表示岩石的可钻性。凿碎比功大小反映了岩石凿碎难易程度,影响钻孔速度。钎刃磨钝宽度反映了岩石的磨蚀能力,影响钻头使用寿命。

凿碎比功

$$\alpha = \frac{NA}{\frac{\pi d^2 H}{4}} = \frac{1454.5}{H} \quad (2-9-1)$$

式中 α ——破碎单位体积岩石所消耗的功, $10\text{J}/\text{cm}^3$;

N ——冲击次数,规定为480次;

A ——每次冲击功,实际为40J;

d ——孔径,实际比钎头直径大1mm;

普氏岩石分级表

表 2-9-1

级别	坚固性程度	岩 石	坚固性系数 (f)
1	2	3	4
I	最坚固的岩石	最坚固、最致密的石英岩及玄武岩。其它最坚固的岩石	20
II	很坚固的岩石	很坚固的花岗岩类，石英斑岩，很坚固的花岗岩，硅质片岩，坚固程度较I级岩石稍差的石英岩，最坚固的砂岩及石灰岩	15
III	坚固的岩石	花岗岩（致密的）及花岗岩类岩石，很坚固的砂岩及石灰岩，石英质矿脉，坚固的砾岩，很坚固的铁矿石	10
IV	坚固的岩石	坚固的石灰岩，不坚固的花岗岩，坚固的砂岩，坚固的大理岩，白云岩，黄铁矿	8
V	相当坚固的岩石	一般的砂岩，铁矿石	6
VI	相当坚固的岩石	砂质页岩，泥质砂岩	5
VII	坚固性中等的岩石	坚固的页岩，不坚固的砂岩及石灰岩，软的砾岩	4
VIII	坚固性中等的岩石	各种（不坚固的）页岩，致密的泥灰岩	3
IX	相当软的岩石	软的页岩，很软的石灰岩，白垩，岩盐，石膏，冻土，无烟煤，普通泥灰石，破碎的砂岩，胶结的卵石及粗砂砾，多石块的土	2
X	相当软的岩石	碎石土，破碎的页岩，结块的卵石及碎石，坚硬的烟煤，硬化的粘土	1.5
XI	软 土	粘土（致密的），软的烟煤，坚固的表土层，粘土质土壤	1.0
XII	软 土	轻砂质粘土（黄土，细砾石）	0.8
XIII	壤土状土	腐植土，泥炭，轻亚粘土，湿砂	0.6
XIV	松散土	砂，小的细砾石，填方土，已采下的煤	0.5
XV	流动性土	流砂，沼泽土，含水黄土及其它含水壤	0.3

注：1. 将每一种岩石划分到这种或那种等级时，不仅仅单独地按照其名称，而且必须按照岩石的物理状态，并根据它的坚固性与分级表中列出的诸岩石进行比较。风化的、破碎的，打碎成个体的，经断压挤压过的，接近于地表的等状态岩石。一般说来，应当把它划分到比处于完整状态的同种岩石稍低的级中。

2. 上述的岩石坚固性系数，可以认为是对所有各种不同方面岩石相对坚固性的表征，它在采矿中的意义在于：（1）手工开采时的采掘性；（2）浅眼以及深孔的凿岩性；（3）应用炸药时的爆破性；（4）在冒落时的稳定性；（5）作用于支架上的压力等等。

3. 在分类表中指出的数值是对某一类岩石中所有岩石而言的（例如，页岩类、石英岩类、石灰岩类等），而不是对此类个别岩石而言的，因而，在特定情况下确定f值时，必须十分慎重。并且这一f数值在不同的情况下是不一样的。

国内矿山常见矿石、岩石的普氏坚固性系数

表 2-9-2

矿 种	矿 石 类 型	矿石坚固性系数 (f)
铁	鲕状赤铁矿	6~15
	条带状含铁石英岩	12~18
	致密状富矿	8~16
	块状贫矿	8~16
	浸染状贫矿	10~12
砂	致密状钒钛磁铁矿	10~16
	浸染状钒钛磁铁矿	10~16

续表

矿 种	矿 石 类 型	矿石坚固性系数 (f)
铁 矿	菱铁矿	8~16
	褐铁矿	1~3
	磁铁矿	8~10
	碳酸锰矿	6~18
粘 土 矿	高铝粘土矿	6~12
	硬质耐火粘土	4~6
	软质耐火粘土	1~2
	菱 镁 矿	6
	硅 石	14~18
	白 云 石	8~12
	石 灰 石	4~10
铜 矿	含铜砂卡岩矿石	8~12
	含铜磁铁矿石	8~12
	致密块状含铜黄铁矿	9~11
	流纹英安凝灰岩含铜浸染矿石	8~9
	次生富集矿石	5~12
	含铜黄铁矿石	5~12
	含铜蚀变花岗岩闪长岩矿石	7~9
	含铜片麻岩矿石	10~14
	含铜浸染状矿石	3~6
	含铜硅化大理岩	8~12
	含铜石灰岩	8~10
	含铜硅化白云质灰岩矿石	6~7
	含铜砂岩矿石	12~16
	含铜石英脉矿石	12~18
铅 锌 矿	致密块状黄铁铅锌矿石	8~16
	含铅锌角砾岩矿石	8~10
	石灰岩中浸染状铅锌矿石	4~6
钼 矿	含钼砂卡岩型矿石	8~10
	石灰岩中含钼矿石	8~8
	含钼变质花岗岩闪长岩矿石	11
	变质安山岩中浸染状钼矿石	11
含镍硅酸盐矿石		3.5
钨 矿	含钨砂卡岩矿石	8~10
	含钨石英脉矿石	10~12
含锡砂卡岩矿石		8~12
含锡硅化石灰岩矿石		14~16
花 岗 岩		8~10
闪 长 岩		8~12
辉 长 岩		8~12
角 闪 岩		6~12
橄 榄 岩		6~12
玄 武 岩		10~15

续表

岩石名称	岩石坚固性系数 (f)
安山岩	10~15
辉绿岩	10~15
混合岩及泥质灰岩	8~12
大理岩	6~12
千枚岩	2~12
蛇纹岩	6
绿泥片岩及滑石片岩	2~6
石英片岩及角闪岩	2~8
硅化石英岩	10~18
流纹石英岩	5
绿泥石化板岩	4
变质辉绿岩	7
花岗片麻岩	13
角闪片麻岩	10~14
页岩	2~6
砂岩	8~18
流纹石英斑岩	9
角砾岩	4~5
风化花岗岩	3~5

H ——净深, mm。

钎刃磨钝宽度 b : 凿 480 次后, 离钎刃两端 4mm 处磨钝宽度。

表 2-9-3 为岩石凿碎比功分级及代表性岩石。表 2-9-4 为岩石磨蚀性分级及代表性岩石。主要岩种的可钻性分布状况见表 2-9-5。

岩石凿碎比功分级及代表性岩石

表 2-9-3

级别	凿碎比功 a (J/cm ²)	软硬程度	代 表 性 岩 石
I	~190	极软	页岩、煤、凝灰岩
II	200~290	软	石灰岩、砂页岩、橄榄岩(金川)、绿泥角闪岩(南芬)、云母石英片岩(南芬)、白云岩(大石桥矿)
III	300~390	中等	花岗岩(大孤山)、石灰岩(大连甘井子)橄榄岩片岩、铝土矿(洛阳)、混合矿(大孤山、南芬)、角闪岩
IV	400~490	中硬	花岗岩、硅质灰岩、辉长岩、(兰尖)、粉岩(大孤山)、黄铁矿(白银)、铝土矿(阳泉)磁铁矿石英岩(北京)、片麻岩(云南苍山)砂卡岩(杨家杖子)、大理岩(青城子)
V	500~590	硬	假象赤铁矿(姑山、白云鄂博)、磁铁矿石英岩(南芬三层铁、弓长岭)、苍山片麻岩、砂卡岩、中细粒花岗岩(湘东鹤矿)、暗绿角闪岩(南芬)
VI	600~690	很硬	假象赤铁矿(姑山、白云鄂博富矿)、磁铁矿石英岩(南芬一、二层铁)、煌斑岩(青城子)、致密砂卡岩(杨家杖子松北矿)
VII	≥700	极硬	假象赤铁矿(同上)、磁铁矿石英岩(同上)

岩石磨蚀性分级及代表性岩石

表 2-9-4

类别	钎刃磨纯宽 b (mm)	磨蚀性	代 表 性 岩 石
1	<0.2	弱	页岩、煤、凝灰岩、石灰岩、大理岩、角闪岩、橄榄岩、辉绿岩、白云岩、铝土矿、千枚岩、砂卡岩
2	$0.3 \sim 0.6$	中	花岗岩、闪长岩、辉长岩、砂岩、砂页岩、硅质灰岩、硅质大理岩、混合岩、变粒岩、片麻岩、砂卡岩
3	>0.7	强	黄铁矿、假象赤铁矿、磁铁矿石岩、石英岩、硬质片麻岩

各种主要岩种可钻性分布

表 2-9-5

岩类	名 称	a							b				频数
		I	II	III	IV	V	VI	VII	0.2	0.6	1.0	1.4	
岩浆岩	花岗岩												38
	闪长岩												3
	辉长岩												2
	长石岩												6
	辉绿岩												6
	闪长玢岩												6
	辉绿玢岩												6
	花岗闪长岩												7
	闪长岩												9
	辉绿岩												7
沉积岩	假象赤铁矿												12
	赤铁矿												7
	黄铁矿												7
	基性岩												5
	石灰岩												21
	砂岩												14
	页岩												10
	砾岩												13
	白云岩												6
	白云岩												5
变质岩	大理岩												7
	闪长岩												9
	辉绿岩												7
	闪长岩												7
	辉绿岩												7
	闪长岩												36
	辉绿岩												9
	闪长岩												27
	辉绿岩												6
	闪长岩												18
其他	片麻岩												70
	混合岩												26
	砂岩												36
	辉绿岩												36
	闪长岩												14
	辉绿岩												3
	闪长岩												31
	辉绿岩												
	闪长岩												
	辉绿岩												

岩石可钻性分级的综合表示方法举例：

II₁——二级一类，易凿、弱磨蚀性岩石。

VI₃——六级三类，很难凿、强磨蚀性岩石。

凿碎比功与岩石抗压强度相关性差，需要利用凿碎比功估算岩石普氏坚固性系数时，可粗略按下式计算：

$$f = \frac{\alpha}{4} \quad (2-9-2)$$

9.1.2.2 岩石爆破性分级

岩石爆破性分级,是以能量为准则,在规定的爆破材料、参数、工艺等标准条件下,对原岩进行爆破漏斗试验和声波速度测定。依据爆破漏斗体积、块度分布状况、波阻抗等指标,对岩石爆破效果进行数量和质量分析,求得“岩石爆破性指数”,以评价岩石爆破性。

岩石爆破性指数 F

$$F = \ln \left[\frac{e^{87.22} K_{max}^{7.42} (\rho C)^{7.03}}{e^{26.44V} K_p^{1.89} K_{min}^{4.75}} \right] \quad (2-9-3)$$

式中 F ——岩石爆破性指数;

V ——岩石爆破漏斗体积, m^3 ;

K_{max} ——大块率, %;

K_p ——平均合格率, %;

K_{min} ——小块率, %;

ρC ——岩石波阻抗

其中 ρ ——岩石体重, g/cm^3 ;

C ——岩石弹性纵波速度, $10^5 cm/s$;

e ——自然对数的底。

岩石爆破性分级见表 2-9-6。

岩石爆破性分级及代表性岩石

表 2-9-6

级 别	爆破性指数 F	爆破性程度	代 表 性 岩 石
I	I ₁ : <29 I ₂ : 29.001~33	极易爆	千枚岩(秘矿)、破碎性白云岩(易门)、泥质板岩(易门)、破碎性砂岩(大姚)
II	II ₁ : 38.001~46 II ₂ : 46.001~53	易 爆	角砾岩、绿泥岩白云岩、米黄色白云岩(易门)
III	III ₁ : 53.001~60 III ₂ : 60.001~68	中 等	煌斑岩、页岩、阳起石英岩、四层铁大理岩、灰白色白云岩(易门)
IV	IV ₁ : 68.001~74 IV ₂ : 74.001~81	难 爆	磁铁石英岩、角闪斜长片麻岩、黄铜闪锌黄铁矿、石榴石砂卡岩、石灰岩
V	V ₁ : 81.001~86 V ₂ : >86	极难爆	花岗岩、砂卡岩、紫红色砂岩(牟定)、矿体浅色砂岩(大姚)、石英片岩

9.1.2.3 岩石可钻性分级与爆破性分级的应用

凿碎法岩石可钻性分级和岩石爆破性分级能真实反映钻具钻进岩石及岩石爆破时的难易程度,克服了普氏分级中凿岩与爆破相关性差的混乱状态。

采矿工程设计中,利用岩石的单项分级(可钻性、爆破性和稳定性)资料,可对具体项目进行合理设计。对于总体工程设计,应以综合性岩石分级为依据。综合性岩石分级,应根据岩石的可钻性、爆破性和稳定性全面地综合考虑,制定出岩石的总分级。这项工

作, 目前尚未开展。

9.2 地下凿岩设备分类

地下凿岩设备按使用的动力分为气动、电动、液压及内燃四种。各种凿岩设备的型号编制, 见表 2-9-7。

气动凿岩设备种类多, 更新频繁。气动凿岩机分类见表 2-9-8。

国产凿岩设备型号编制

表 2-9-7

类别	组 别	型 别	特性代号	产 品 名 称 及 代 号	
1	2	3	4	5	
凿 岩 机 Y(岩)	气 动 (压缩空气为动力)	手 持 式	P (频)	手持式凿岩机	Y
			X (下)	手持式高频凿岩机	YP
			C (尘)	手持式水下凿岩机	YX
				手持式集尘凿岩机	YC
		气 腿 式 T (腿)	P (频)	气腿式凿岩机	YT
			C (尘)	气腿式高频凿岩机	YTP
				气腿式集尘凿岩机	YTC
		向 上 式 S (上)	C (侧)	向上式凿岩机	YS
			P (频)	向上式侧向凿岩机	YSC
			D (多)	向上式高频凿岩机	YSP
			向上式多用凿岩机	YSD	
	导 轨 式 G (轨)	P (频)	导轨式凿岩机	YG	
		Z (转)	导轨式高频凿岩机	YGP	
			导轨式独立回转凿岩机	YGZ	
	潜 孔 式	Q (潜)	潜孔式凿岩机	YQ	
	电 动 D (电)	手 持 式	T (腿) G (轨)	手持式电动凿岩机	Yb
		支 腿 式		支腿式电动凿岩机	YDT
导 轨 式		导轨式电动凿岩机		YDG	
液 压 Y (液)	气 腿 式	T (腿)	气腿式液压凿岩机	YYT	
	导 轨 式	G (轨)	导轨式液压凿岩机	YYG	
内 燃 Y			内燃凿岩机	YN	
凿 岩 钻 车 C(车)	井 下	轨 轮 式 G (轨)	C (采) J (掘) M (锚) Q (切)	轨轮式采矿钻车	CGC
				轨轮式掘进钻车	CGJ
		履 带 式 L (履)		轨轮式锚杆钻车	CGM
				履带式采矿钻车	CLC
		L (履)		履带式掘进钻车	CLJ
				履带式锚杆钻车	CLM
		轮 胎 式 T (胎)		履带式切割钻车	CLQ
				轮胎式采矿钻车	CTC
		T (胎)		轮胎式掘进钻车	CTJ
				轮胎式锚杆钻车	CTM

续表

类别	组 别	型 别	特征代号	产品名称及代号	
1	2	3	4	5	
凿岩 辅助 设备 F(辅)	腿 T(腿)	侧向式C(侧)	S(水)	气 腿	FT
		下向式X(下)	Y(油)	侧向式气腿	FTC
				下向式气腿	FTX
				水 腿	FIS
				油 腿	FTY
			J(机)	机 械 腿	FTJ
		Z(柱)		凿岩柱架	FJZ
		S(双)		双柱式凿岩柱架	FJS
		Y(圆)		圆盘式凿岩钻架	FJY
凿岩 辅助 设备 F(辅)		D(吊)		伞形吊架	FJD
		H(环)		环形吊架	FJH
	注油器Y(油)			注油器	FY

注：高压潜孔钻机、天井钻机、地下牙轮钻机等国产设备，目前无统一型号编制。

在较长时期内，国内矿山仍以气动凿岩设备为主，同时 will 发展液压凿岩设备，增加液压凿岩设备作业范围和使用数量。

各种国产凿岩设备见本卷附录1。

气动凿岩机分类

表 2-9-8

分 类	主要型号	基 本 特 点	适用钻眼范围				
			方 向	孔 径 (mm)	孔 深 (m)	岩 性	
1	2	3	4	5	6	7	
按 安 设 与 推 进 方 式 分	手 持 式	Y24 Y26	重量轻，手持操作，可钻各种方向的较小直径，较浅深度炮眼，主要用于凿下向炮眼	任 意	40	<3	软、中、硬
	气 腿 式	7655 YT24 YTP26	重量一般24~30kg，主机安设在气腿上，靠气腿推力钻进，可钻凿水平或倾斜的炮眼	水平、倾斜	38~46	<5	软、中、硬
	向 上 式	YSP45	重量一般40kg左右，气腿与主机在同一纵向轴线上联成一体。用于天井掘进等钻凿向上炮眼	与水平成 60°~90°	40~50	<5	软、中、硬
	导 轨 式	YGP35 YG80 YGZ80	重量一般在31~95kg，安装在供凿岩机往复运动的滑动轨道上，轨道架设在柱架或钻车上。可钻凿水平和各方向的较深炮眼	水平、倾斜	40~80	4~20	硬、坚硬
	潜 孔 式	QZJ-80 QZJ-100B DQ-150J	机重250~900kg，用于大孔深孔凿孔作业，可钻凿任意方向炮孔，以钻凿向上炮孔效率高。国产风压潜孔钻机只能钻凿下向深孔	任 意	80~165	20~100	硬、坚硬

续表

分 类			主要型号	基 本 特 点	适 用 钻 眼 范 围			
					方 向	孔 径 (mm)	孔 深 (m)	岩 性
1			2	3	4	5	6	7
按配气装置特点分	有	活阀式	7655	配气阀的换向利用活塞被压缩了的废气膨胀作功进行,耗气量小,易于加工				软、中、硬
	有	控制阀式	YT24	配气阀的换向依靠进入凿岩机的压缩空气。启动灵活,气缸装有排气消音罩,降低了噪声				软、中、硬
		无阀式	YTP26	无单独的配气装置,充分利用废气的膨胀功。凿速快、扭矩大、耗气量小、结构简单,维修方便				软、中、硬
按活塞冲击频率分	低 频		YT24	小于2000次/min,噪声小、振动小、工作稳定				软、中、硬
	中 频		7655	2000~2500次/min,结构简单、适应性强				软、中、硬
	高 频		YGP35	2500~4000次/min,凿速快、振动较大、最好与台车配合				中硬、坚硬
按回转机构分	内回转式		7655 YGP28 YG80	利用活塞回程与棘轮被回转头撑住不动,迫使活塞沿螺旋槽回转一个角度,带动转动套转动,形成转钎运动,转钎速度不可调				软、中、硬 软、中、硬 中硬、坚硬
	外回转式		YGZ70 YGZ90	采用冲击与回转各自独立结构,齿轮式风动机驱动,两级正齿轮减速,冲击、转钎可分别调节,适应各种不同岩性钻进				中硬、坚硬 中硬、坚硬 中硬、坚硬
按重量分	轻 型		Y24 7655	小于30kg,重量轻,使用方便。多用于手持式,气腿式人工操作的凿岩机		38~46	<5	软、中、硬
	中 型		YGP35 YG40	30~52kg,多用于气动式、冲击式,扭矩大,与台车配合用于掘进或采场落矿孔		38~51	3~10	中硬、坚硬
	重 型		YG80 YGZ90	大于52kg,用于台车或凿岩台架,冲击有力,扭矩大,多为外回转,深孔钻进优点易发挥		51~80	8~20	中硬、坚硬

9.3 采 矿 凿 岩

9.3.1 钻 孔 分 类

按坑内作业性质和凿岩爆破工艺要求,进行钻孔分类,见表 2-9-9。

钻 孔 分 类

表 2-9-9

项 目	作 业 性 质	浅 孔		中 深 孔		大 孔	
		孔 径 (mm)	孔 深 (m)	孔 径 (mm)	孔 深 (m)	孔 径 (mm)	孔 深 (m)
采场凿岩爆破钻孔	浅孔崩矿	38~44	<3				
	中深孔崩矿			51~100	4~18		
	大孔崩矿					100~165	>20
	采空区顶板崩落					100	>20
井巷掘进凿岩爆破 钻 孔	竖 井	38~55	<4				
	斜 井	38~43	<4				
	普通巷道	38~43	<4				
	大断面巷道	38~50	<5				
	斜坡道	38~43	<4				
	天井、溜井、切割井(普通法施工)	38~43	<2.5				
	天井、溜井、切割井(深井爆破法)						
	切割井(一次成井爆破法)			51~110	<20	100~165	>20
专门用途钻孔	泄水孔					100~165	<100
	电缆孔					100~165	<100
	通风孔					100~165	60
	吊罐施工孔					100~110	<60~100
	锚杆钻孔	38~46	<1.8				
	巷道管线吊挂孔	38~46	<1				

注：浅孔崩矿用台车钻孔时，孔深为3~5m。

9.3.2 浅孔凿岩

9.3.2.1 常用设备

采场凿岩，一般用气腿式凿岩机。其主要技术性能见表2-9-10。采场落矿量大或矿石坚硬时可选用导轨式凿岩机。采场矿石为中硬以下时，也可选用电动凿岩机。采场矿石松软时，可用风镐直接落矿。

气腿式凿岩机主要技术特征

表 2-9-10

凿岩机型号	技 术 特 征					
	机 重 (kg)	冲击功 (J)	冲击频率 (min ⁻¹)	扭力矩 (N·m)	工作气压 (MPa)	耗气量 (m ³ /min)
7655	24	60	2100	1500	0.5	3.2
YT24	24	60	1800	1300	0.5	2.8
YT26	29	45	1600	1500	0.5	3.5
YT27	26	65	2200~2450	1800	0.5	3.3
YT28	26	65	2100	1800	0.5	3.3
YTP26	26.5	60	2600	1800	0.4~0.6	3.0
YTP26G	26.5	60	2800	1800	0.5	3.0
YT26DY	24.5	60~75	2100	1900~2200	0.5~0.6	3.0~4.5
YSP45	44	70	2700	1800	0.5	5.0

注：YT27是7655型号的改进产品，YT28是YT24型号的改进产品。

采场落矿用凿岩设备, 可参考表2-9-11选取。

浅孔凿岩设备选择

表 2-9-11

采矿方法	凿 岩 设 备	
	目前使用设备	设计推荐用设备
全面法	7655、YT24、YTP26、YT25	7655、YT24、YTP26
房柱法	7655、YT24、YTP26、YT25、YT30	YT27、YT28、YTP26
浅孔留矿法	7655、YT24、YTP26、YSP45、01—45	YT27、YT28、YTP26、YSP45
壁式崩落法	7655	7655、YT24、YTP26
干式充填法	7655	7655、YT24、YTP26
水力充填法	7655、YT24、YTP26、YSP45、YG40、YT25	YT27、YT28、YTP26、YGP42、YGZ70
胶结充填法	7655、YT24、YTP26	YT27、YT28、YTP26
胶结充填法	YSP45、YG40、YT30	YGP45、YGZ70

注: 1. YGP42、YGZ50凿岩机可配用CTC300A、CTC14、CTC14D、CTC10, 2钻车。

2. YT25、YT30、01—45等型号凿岩机已停止生产。

9.3.2.2 浅孔凿岩实例

部分矿山浅孔凿岩实际资料见表 2-9-12。

国内生产矿山凿岩机作业时间, 一般为2~4小时, 纯作业时间短, 各矿的凿岩机效率指标相差较大, 主要是受采场回采工艺及采场综合生产能力影响。一个采场可配备1~2台凿岩机作业。采场内浅孔凿岩, 采用一至三班制。

9.3.2.3 凿岩机效率指标

浅孔凿岩效率指标, 参考表2-9-13选取。

9.3.2.4 凿岩机数量计算及人员

浅孔采矿, 按生产采场数配置凿岩设备。一个采场内配置凿岩机数量, 应按采场崩矿量及凿岩机台班效率确定。

采场配置凿岩机台数:

$$n = \frac{A}{qP} \quad (2-9-4)$$

式中 n ——凿岩机台数;

A ——采场每一工作循环内落矿量, t ;

q ——每米炮孔崩落矿量, t/m ;

P ——凿岩机台班效率, m 。

每米炮孔崩矿量:

$$q = W a \eta_0 \gamma \frac{1-K}{1-\gamma_1} \quad (2-9-5)$$

式中 W ——炮孔最小抵抗线 (或排距), m ;

a ——炮孔间距, m ;

η_0 ——炮孔利用率, %;

γ ——矿石体重, t/m^3 ;

K ——矿石损失率, %;

γ_1 ——矿石贫化率, %。

浅孔凿岩实际资料

表 2-9-12

矿山名称	矿石类型	矿石坚固性系数 (f)	采矿方法	钎头直径 (mm)	钎头形式	凿岩方式	炮孔深度 (m)	凿岩机型号	凿岩机台班效率	
									(t)	(m)
龙洞山家堡矿一区	磁铁矿	15~20	房柱法	$\phi 38 \sim 43$	一字、柱齿	平行上山方向	1.8~2.0	7655	50	
龙洞山矿	石英大脉型	10~20	浅孔留矿法	$\phi 40$	一字	挑顶	1.2~1.5	YSP45	40~55	
龙洞山矿	磁铁矿	14~16	浅孔留矿法	$\phi 40$	一字	压顶、挑顶	1.5~1.6	7655	46~58	20~25
银洞山矿	砂化灰岩	12~18	充填法	$\phi 40$	一字	挑顶、平行孔	2.4	YG40	80~90	
金岭铁矿石口区	磁铁矿	12~13	杆柱房柱法	$\phi 38 \sim 42$	一字	拉底后挑顶	1.8~2.0	7655	85	34
凡口铅锌矿	石灰岩中多金属矿	8~13	分层充填法	$\phi 38 \sim 42$	一字	挑顶、压顶	1.8~2.2	YT30, YT24	64.3	
马甲脑铁矿	磁铁矿	10~12	房柱法	$\phi 40$	一字	平行上山方向	1.5	YT25, 7655	40~50	
通化铜矿	热液脉型	8~12	留矿全面法	$\phi 38 \sim 40$	一字	挑顶、压顶	1.6~2.0	YT25	40~100	40~50
瑶岭钨矿	石英脉型	7~11	浅孔留矿法	$\phi 38 \sim 42$	一字	挑顶	1.2~1.6	01-45	40~50	
新冶铜矿	砂卡岩型	8~10	留矿房柱法	$\phi 38 \sim 42$	一字	压顶、挑顶	2.0	YT25	48.3	
红透山铜矿	热液脉型	8~10	充填法	$\phi 38 \sim 42$	一字	挑顶	1.8~3.6	7655, YSP45	83.3	
红透山铜矿	热液脉型	8~10	留矿法	$\phi 38$	一字	挑顶	1.2	01-45	60	
青城子铅锌矿	石灰岩中多金属矿	6~8	全面法	$\phi 38 \sim 40$	一字	挑顶、压顶	1.6~1.8	YT25	60~80	
银山铅锌矿	热液型	6~10	浅孔留矿法	$\phi 38 \sim 40$	一字	挑顶	1.2~1.5	YSP45	60~70	
菱江铁矿	菱铁矿	5~10	房柱法	$\phi 40$	一字	平行上山方向	1.5	YT25	24~38	
金河磷矿	磷块岩	8~11	房柱法	$\phi 38 \sim 40$	一字	压顶、挑顶	1.5~1.8	7655	60~70	40
刘冲磷矿	磷块岩	8~10	留矿全面法	$\phi 38 \sim 40$	一字	挑顶、压顶	1.5~1.8	7655	30	
黄沙坪铅锌矿	砂卡岩型	4~10	充填法	$\phi 38$	一字	挑顶	1.8	YT25	150	
王村粘土矿	硬质粘土	3~6	长壁法	$\phi 40$	一字			7655	53.71	

凿岩机台班效率指标 (m)

表 2-9-13

凿岩机型号	矿石坚固性系数 (f)		
	6~10	12~14	16~20
7655、YT24、YTP26	40~60	35~50	25~35
YSP45、YT27、YT28	50~70	40~60	30~40
YGPS42、YGZ50	50~80	50~70	35~50

注：使用硬质合金钎头，钎头直径40mm，孔深<3~5m，作业时间4~6小时。作业条件与上述不符时，选取指标应适当调整。

按生产矿山统计数据，浅孔爆破每米炮孔崩矿量为1~2.5 t。

采矿需凿岩机总台数，为各作业采场凿岩机台数之总和。回收矿柱需要的凿岩机台数，按(2-9-4)、(2-9-5)式计算。

凿岩机备用量按作业台数100%确定。

每台凿岩机配凿岩工1~2人。

9.3.3 中深孔凿岩

9.3.3.1 凿岩设备

1. 气动凿岩机(压气为动力)

采场中深孔凿岩，均采用导轨式凿岩机。采用内回转结构的有YG-40、YG-80型凿岩机，外回转结构的有YGZ-70、YGZ-70A、YGZ-70D(低噪音)、YGZ-90型凿岩机。见本卷附录1。

YG-40型凿岩机与FJZ25型钻架配套，YG-80型凿岩机与FJYW24型台车配套，YGZ-70型凿岩机与CTJ700-3或FTD-6钻架配套，YGZ-70A、YGZ-70D型凿岩机与CTJ-3或JD6钻架配套，而YGZ-90型凿岩机与CTC142型台车或TJ25台架配套。台车、台架以压气为动力。

YG-80型凿岩机在孔深10m以内时效率较高。但目前大部分矿山改用YGZ-90型凿岩机。

台车应用于无底柱分段崩落法等进路内，CZZ700型钻车推进机构功率为 $1 \times 0.745 \text{ kW}$ ，在钻凿较深炮孔时显得推力不足。CTC14型及CTC-700型钻车的推进马达功率为 $4.5 \times 0.745 \text{ kW}$ ，CTC14.2型双机凿岩钻车，是专为大断面采矿进路内钻凿中深孔设计的，较单机钻车效率提高20~60%。CTC14.2型双机凿岩钻车开动率低，双机开动时噪声大。国外有瑞典Atlas公司的Simba221，Simba322，Simba323型采矿凿岩台车，其他有芬兰塔姆洛克ParamaticH201，207B型台车，美国加登纳-丹佛公司的Fandrill型台车，英国英格索尔兰德公司的DC-65型台车，苏联BK-2H型台车等。

国产凿岩钻架和柱架，具有结构简单、操作集中、重量轻、拆装搬动方便等特点。与YGZ90型凿岩机配套，在有底部结构分段崩落法、分段空场法的分段巷道内及中深孔崩矿房柱法的凿岩上山内等巷道中钻凿炮孔，要求巷道规格不小于 $2.5 \times 2.5 \text{ m}$ (宽×高)。

2. 压缩空气为动力的潜孔钻机

QZJ-80型钻机，体积小，重量轻，在小巷道搬动和施工钻孔很方便，向山硫铁矿用

其钻凿中深孔,取得较高的凿岩效率。

3. 液压凿岩机

国外先进矿山用液压凿岩机钻凿采矿炮孔已比较普遍。国内生产的中深孔液压凿岩机其生产实例有云南锡业公司松树脚锡矿,在有底部结构分段崩落法采场中,用YYG20型液压凿岩机与液压钻架配套,钻凿垂直扇形中深孔,钻凿速度比YGZ90型钻机快一倍。大厂矿务局铜坑矿在无底柱分段崩落法采场,用YYG-250A型液压凿岩机与YGT-1型全液压采矿钻车配套,钻凿垂直扇形中深孔,钻凿速度比YGZ90型钻机快二倍,综合钻孔效率提高50%。

坑内矿使用液压凿岩设备钻孔,是现代化矿山的标志之一。液压凿岩机钻孔,具有节能、高效、低噪声、低成本等特点。液压凿岩设备结构简单,加工精密,如能严格按技术规定操作和管理,维修工作量不大。国内研制生产的有YYT30、YYGJ145、YYGC145、YYG90、YYGJ80A型液压凿岩设备,目前处于试验和改进阶段,已有批量生产。我国沈阳风动工具厂与瑞典Atlas Copco公司合作生产的有1038HD、1032HD型等液压凿岩机。

4. 岩石电钻

在中硬以下及磨蚀性弱的矿石中,选用岩石电钻钻凿水平扇形中深孔是经济有效的。河北古冶矾土矿,在深孔留矿法采场中,原使用YG40型凿岩机钻凿中深孔,因矿石节理裂隙发育,钻孔效果不理想。改用YDX-40A型岩石电钻(该电钻经矿改装)钻孔,取得了较好的技术经济效益。

岩石电钻在软岩中钻孔,效率高、能耗少、作业条件好。在节理裂隙发育的岩层中钻孔,孔壁保持完整光滑、不掉碴、有利于装药和保证爆破质量。岩石电钻功率小,推力不足,不适合钻上向中深孔。

5. 内燃凿岩机

国内生产的内燃凿岩机有YN-23、YN30A型机钻孔直径36mm,钻孔深度6m。

9.3.3.2 中深孔凿岩实例

对国内部分生产矿山调查,各矿实际使用的凿岩设备总生产能力,大于采场出矿设备总生产能力,除特殊情况,中深孔凿岩均满足生产要求。

矿山中深孔凿岩实际资料列入表2-9-14;国内中深孔凿岩设备比国外同类型设备钻孔效率低,原因较多。但目前凿岩机效率将有较大提高。

9.3.3.3 凿岩机效率指标

中深孔凿岩钻机效率按表2-9-15选取。

9.3.3.4 凿岩机数量计算及人员

中深孔落矿采场,凿岩作业超前出矿作业,凿岩作业集中在几个采场或某个分段内进行。凿岩作业采用三班或二班制。

凿岩机数量:

$$n = \frac{A_s}{q \rho m} \quad (2-9-6)$$

式中 n ——凿岩机台数;

A_s ——每班采矿量, t;

q ——每米炮孔崩矿量, 见计算式(2-9-5);

中深孔凿岩实际资料

表 2-9-14

矿山名称	矿石类型	矿石坚固性系数 (f)	采矿方法	钎头直径 (mm)	钎头形式	炮孔布置方式	炮孔深度 (m)	凿岩机型号	凿岩机台班 (台年)效率 (m)	凿岩机年作业率 (%)	每米炮孔成本 (元)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
板石沟铁矿	磁铁矿	14~20	无底柱分段崩落法	φ56~65		垂直扇形	<15	YGZ90配钻车	20~25		
弓长岭铁矿	磁铁矿	10~18	无底柱分段崩落法	φ55~60	十字、柱齿	垂直扇形	<15	YG80配钻车	27 (11400)	46	
弓长岭铁矿	磁铁矿	10~18	无底柱分段崩落法	φ105	十字	垂直扇形	<15	YQ-100	7.6 (2093)	30	
大姚铜矿	长石石英砂岩	10~14	有底柱分段崩落法	φ80~85	一字	垂直扇形	8~12	YGZ90配钻架	15~20		
阜定铜矿	含铜浅色长石石英砂岩	10~14	分段空场法	φ58~60	十字	垂直扇形	<10	YGZ90配钻架	29.14 (14000)	49.7	
大厂矿务局铜坑矿	热液脉型	10~14	无底柱分段崩落法	φ65	十字、一字柱齿	垂直扇形	<15	YGZ90配钻车	41.68		9.23
大厂矿务局铜坑矿	热液脉型	10~16	有底柱分段崩落法	φ110	柱齿	垂直扇形	<12	YQ-100E	10.69		23.92
梅山铁矿	磁铁矿	10~16	无底柱分段崩落法	φ58	十字	垂直扇形	<15	YGZ90配钻车	42.3 (28300)	72.9	5.77
梅山铁矿	磁铁矿	10~16	无底柱分段崩落法	φ100	柱齿	垂直扇形	<15	YQ-100B	10.32 (5160)	54.5	17.44
符山铁矿三工区	磁铁矿	8~14	无底柱分段崩落法	φ65	一字、柱齿	垂直扇形	<15	YGZ90配双机钻车	61.2 (29000)	51.6	
符山铁矿二工区	磁铁矿	8~10	无底柱分段崩落法	φ65	一字、柱齿	垂直扇形	<15	YG80配钻车	35.9 (28670)	71.8	5.69
大庙铁矿	磁铁矿	9~13	无底柱分段崩落法	φ57	十字	垂直扇形	<15	YGZ90配钻车	55.9 (26700)	62	
大庙铁矿	磁铁矿	7~13	无底柱分段崩落法	φ100		上向扇形	<20	YQ-100A	11		
河北铜矿	砂卡岩型铜铁钼矿	10~12	分段空场法	φ110	柱齿	水平扇形	15~20	BA-100	10~12		
狮子山铜矿	砂卡岩型	12~14	有底柱分段崩落法	φ110~120		上向扇形	15	YQ-100	12~16		
大吉山钨矿	石英大脉型	14~16	深孔留矿法	φ105		上向扇形	12~15	YQ-100	7.14		
韦岗铁矿	磁铁矿	10~12	阶段强制崩落法	φ51~65		垂直扇形	<16.5	YGZ90配钻架	25		
溧溧铁矿	磁铁矿	10~12	无底柱分段崩落法	φ55		垂直扇形	<15	YGZ90配钻架	30.6 (26000)	92.6	
金岭铁矿召口区	磁铁矿	10~12	爆力运矿空场法			垂直扇形	<15	YG80配钻架	25		

续表

矿山名称	矿石类型	矿石坚固性系数 (f)	采矿方法	钎头直径 (mm)	钎头形式	炮孔布置方式	炮孔深度 (m)	凿岩机型号	凿岩机台班 (台年)效率 (m)	凿岩机年作业率 (%)	单位成本 (元)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
马家脑铁矿	磁铁矿	10~12	有底柱分段崩落法	φ65	一字	垂直扇形	<15	YG80配钻架	23.14(15080)	70.99	
玉石洼铁矿	磁铁矿	8~12	无底柱分段崩落法	φ65	一字、柱齿	垂直扇形	<14	YG80配钻架	33.9 (18070)	58.1	
桃冲铁矿	磁铁矿	8~14	无底柱分段崩落法	φ110		上向扇形	10~18	YQ-100	8~10		
小寺沟铜矿	细脉浸染型	8~12	阶段强制崩落法	φ100		上向扇形	14~16	YQ-100	10~16		20.84
比子沟铜矿	砂化大理岩	8~12	有底柱分段崩落法	φ65	十字	垂直扇形	5~15	YG80配钻架	25.71		6.93
王集磷矿	磷块岩	8~12	分段空场法	φ58	十字	垂直扇形	<15	YG80配钻架	48.24		
王集磷矿	磷块岩	8~12	分段空场法	φ58	十字	垂直扇形	<15	YG80配钻架	39.0		
冶山铁矿	磁铁矿	8~10	无底柱分段崩落法	φ55~60	十字	垂直扇形	<15	YGZ90配钻架	50 (31700)	69	6.000
程潮铁矿	磁铁矿	8~10	无底柱分段崩落法	φ55	十字	垂直扇形	<15	YG80配钻架	30.8		
程潮铁矿	磁铁矿	8~10	无底柱分段崩落法	φ90		上向扇形	7~12	YQ-100	19.3		
金河磷矿	磷块岩	8~11	有底柱分段崩落法	φ65		上向及水平扇形	<12	YG80配钻架	20~25		
桃林铅锌矿	热液脉型	7~9	阶段强制崩落法	φ55~65	一字	水平扇形	<12	YG40配钻架	22.5		5.1
金山店铁矿	磁铁矿	7~10	有底柱分段崩落法	φ105~110		上向扇形	<25	YQ-100	15.5		
铜官山铜矿	黄铁矿、磁黄铁矿	6~8	有底柱分段崩落法	φ95~105	十字	水平扇形	10~20	YQ-100A	9		
易门铜矿新山坑	泥质白云岩及白云岩	4~6	有底柱分段崩落法	φ105~110	超前刃塔形	水平扇形	15~20	YQ-100	12~15 (3798)	30.5	
向山硫铁矿	黄铁矿	4~6	无底柱分段崩落法	φ85~90		上向扇形	7.3~11.4	YQ-80	22		
古冶矾土矿	硬质粘土	4~6	中深孔留矿法	φ52	多刃式	水平扇形	<20	YDX-40配钻架	40		
大厂矿务局编筑矿	热液脉型	8~12	无底柱分段崩落法	φ65	柱齿	垂直扇形	<15	YYG-250配钻架	60~90		
红透山铜矿	热液脉型	8~10	天井深孔崩落法	φ110	十字	水平扇形	<20	YQ-100	10		

凿岩机台班效率指标 (m)

表 2-9-15

设备类型	凿岩机型号	炮孔直径 (mm)	矿石坚固性系数 (f)		
			4~6	8~12	14~20
岩石电钻	YDX-40	φ52	20~40	—	—
气动凿岩机	YDZ50	φ60	30~50	20~30	—
	YG80	φ65	—	20~40	15~25
	YGZ90	φ65	—	30~55	20~35
低压潜孔钻机	QZJ-80	φ80	20~25	—	—
	QZJ-100B	φ100	—	10~16	7~12
液压凿岩机	YYG-250A	φ65	—	60~75	35~60
内燃凿岩机	YN-23、YN-30A	φ36			

- 注: 1. 效率指标为出勤设备的台班进尺;
 2. 指标波动范围较大, 可根据岩石可钻性难易及钻孔直径大小适当选取;
 3. 选用其它设备, 可参考本表类似设备指标;
 4. 岩石电钻效率: 钻凿垂直平行炮孔时取下限值, 钻凿水平扇形炮孔时取较高指标;
 5. 选用双机凿岩钻车时, 按单机钻孔1.2~1.4倍计算。

P ——凿岩机台班效率, m;

m ——凿岩机年作业率, %。

影响中深孔质量因素较多, 采场实测钻孔合格率为70~90%, 一般需补孔5%左右。计算每米炮孔崩矿量 q 时, 炮孔利用率取95%。

凿岩机年作业率, 可依据设备类型和作业班次选取, 见表2-9-16。

凿岩机年作业率 (%)

表 2-9-16

设备类型	三班作业	二班作业
气动凿岩机	60~70	70~80
液压凿岩机	40~50	60~70
岩石电钻	45~55	50~70
潜孔钻机	40~55	60~70

中深孔凿岩设备备用量:

凿岩机50%;

钻车20% (四台以下备用1台);

钻架或柱架50%。

双机凿岩钻车配凿岩工2~3人, 单机凿岩配凿岩工1~2人。

用中深孔凿岩爆破回收矿柱时, 凿岩设备数量计算, 与采矿中深孔凿岩设备数量计算方法相同。

9.3.4 深孔凿岩 (包括大直径深孔)

9.3.4.1 钻机设备

潜孔钻机是钻凿大直径深孔的主要设备。七十年代以来, 国外矿山开始用井下牙轮钻机及全液压大直径钻机, 钻凿大直径采矿钻孔, 同时也在研制潜孔液压钻机。

1. 低压潜孔钻机

低压潜孔钻机用压缩空气压力为0.5~0.7MPa, 钻孔直径为80~100mm。

YQ-100型钻机为早期仿制产品, 国内矿山应用时间较长。YQ-100型钻机钻孔效率低、操作不方便、机体重、劳动强度大, 该机型已停止生产。QZJ-100A (YQ-100A) 型钻机是国内研制的, 冲击器冲击凿岩动力为压缩空气, 冲击器回转由电动机单独驱动。QZJ-100A型钻机钻凿垂直上向炮孔时, 钻孔淋水容易灌入电机而造成烧毁事故。QZJ-100B (YQ-100B) 型钻机是在QZJ-100A型基础上改进的, 用压缩空气马达替换电动机, 设备结构简单, 操作及维修方便。钻凿炮孔时, 钻具转速可控制, 减少卡钎, 提高了凿速。QZJ-100B型钻机耗风量较大。

QZJ-100A型钻机适合钻凿水平及下向炮孔, QZJ-100B型钻机可钻凿任意方向炮孔。钻凿水平扇形炮孔时, 凿岩硐室高度取2.6~2.8m, 不宜超过3m, 硐室宽度取3m。钻凿上向、下向及倾斜炮孔时, 凿岩硐室高度取2.8~3m, 硐室宽度不小于2.5m。

2. 高压潜孔钻机

高压潜孔钻机, 是现阶段大直径深孔爆破采矿方法实施的关键设备。钻机工作时由配备的增压机供风, 风压1~2.4MPa。钻孔直径为150~165mm, 可扩孔孔径为254~304mm。高压潜孔钻机比低压潜孔钻机钻孔速度可成倍增加。国产高压潜孔钻机主要性能:

(1) DQ-150J型(仿瑞典ROC-306)。该机是以压缩空气为动力的履带式钻车, 工作压力1.05MPa, 钻孔直径165mm, 钻孔深度可达100m。钻机, 重量轻, 动作较灵活, 操作方便。

(2) KQG-165型(参照美国CMM钻机技术参数设计)。该机钻车为液压的, 凿岩机工作风压为1.5MPa, 钻孔直径165mm, 钻孔深度达120m。钻机结构为钻机型, 钻架箱形结构, 刚性好。没有调平油缸支撑钻架, 使钻机作业时稳定、可靠。

钻孔效率主要决定于冲击器性能和质量, 国产冲击器质量与国外相比有差距。宣化风动工具厂与美国I·R公司合作生产冲击器。

ROC360型及CMM型钻机的台班效率为25~45m, 新研制的CMM-2型及PromecM177、M188型钻机台班效率达到50~60m。

地下潜孔钻机向环形孔、高气压、液压驱动、装卸钻杆机械化和凿岩程序自动化的方向发展。CMM-2型钻机的钻架可转动360度, 无需定位即可钻凿环形炮孔, 该钻机的推进允许钻凿180m的下向孔和46m的上向孔, 钻孔直径为105~165mm。国内正在研制可凿环形炮孔的潜孔钻机。

DQ-150J型潜孔钻机作业时的工作面高度应大于3.8m。KQG-165型潜孔钻机作业时的工作面高度应大于3.5m。

3. 井下牙轮钻机

井下牙轮钻机是用于采矿工程的先进钻孔设备。

美国Robbins公司生产11MD和12MD型牙轮钻机, 为履带自行式。11MD型牙轮钻机, 可在3.5×3m的巷道内向下钻凿孔径为70~250mm、深60m的炮孔。

国内开始研制的KY-120和KY-170型自行式牙轮钻机, 用于采场内钻进孔径为118mm和170mm的深孔, 钻孔深度为50~60m。偏斜率≤1%。行走方向为600mm轨轮, KY-170型牙轮机也有履带式。

9.3.4.2 大孔凿岩实例

凡口铅锌矿和金川镍矿二矿区V·C·R法采场凿岩。

凡口铅锌矿和金川镍矿二矿区的V·C·R法中,使用了瑞典Atlas Copco公司的ROC360型履带式地下高压潜孔钻机,φ165mm钻头。金川矿配备DG418型增压机,由0.5~0.6MPa增至1.5~1.8MPa,而凡口矿配备了YV2.2/5-15型国内增压机。二个矿山的详细内容见第六章第八节和第八章第八节。

9.3.4.3 钻机效率指标

大孔凿岩效率指标,参考表2-9-17选取。

高压潜孔钻机台班效率指标 (m)

表 2-9-17

设备型号	冲击器作业风压 ($\times 10^5$ Pa)	钻孔直径 (mm)	岩石坚固性系数 (f)	
			6~12	14~20
DQ-150J	10.5	165	20~35	15~20
KQG-165	15	160	25~40	15~25

注:1.效率指标为出勤设备的台班进尺;

2.钻孔方向为下向孔;

3.用低压潜孔钻机钻凿水平及上向炮孔时,其效率指标,参考表2-9-15选取。

9.3.4.4 钻机设备数量计算及人员

采矿用钻机数量,按式(2-9-6)计算。

为避免钻机设备上下频繁搬动,使用设备数量按阶段水平或分采区单独计算。炮孔利用率按95%选用,设备年作业率按60~80%选取。在使用V·C·R法采矿、回收矿柱时,应增加10%的透孔工作量,透孔时设备开进采场,用后退出。

大孔凿岩作业采用三班或二班制。

钻工人数:高压潜孔钻机(包括开增压机)5名;牙轮钻机3名;低压潜孔钻机2名。

9.4 掘进凿岩

9.4.1 平巷及斜坡道掘进

9.4.1.1 常用凿岩设备

平巷及斜坡道施工常用凿岩设备见表2-9-18。

施工用凿岩设备

表 2-9-18

凿岩设备	孔 径 (mm)	孔 深 (m)	备 注
气腿式凿岩机	36~43	<2.5	应用普遍。设备轻、灵活、移动方便。作业条件较差,劳动强度大 施工巷道高度低于3m为宜
掘进钻车与导轨式凿岩机 配套	36~50	<3	适用于大、中型矿山。机械化程度高 施工巷道断面应满足钻车技术要求
掘进钻车与液压凿岩机配 套	40~50	<5.0	机械化程度高,作业条件好、效率高,作业面噪声低 施工巷道断面应满足钻车技术要求。

单机掘进钻车适用于小断面巷道掘进凿岩。三机掘进钻车适用于大断面巷道掘进凿岩。双机掘进钻车适应性强,操作灵活,效率高,为矿山常用机型。

9.4.1.2 掘进实例

1. 马万水工程队独头巷道快速掘进

隧洞穿过岩层为石灰岩和页岩,岩石坚固性系数 $f=4\sim8$,隧洞掘进断面 6.7m^2 。施工选用7台7655型气腿式凿岩机同时作业,严格执行定人、定位、定任务制度。作业面敷设双联压气管及供水管,并使用快速管接头。凿岩用一字形钎头,直径 $\phi 10\sim 42\text{mm}$ 。用贵阳钢厂产 $B_{22}55\text{SiMnMo}$ 成品钎杆,钎长 $2.2\sim 2.4\text{m}$ 。掘进面布置炮孔30个左右,平均孔深 2.26m 。每排炮凿岩时间:软岩 $15\sim 17$ 分钟;中硬岩石 $20\sim 30$ 分钟。因使用胶质炸药和二号岩石炸药,每次进尺平均为 2m 。

2. 符山铁矿铲运机道施工

铲运机道穿过岩层为磁铁矿和闪长岩,岩石坚固性系数 $f=8\sim 14$ 。巷道断面为 13m^2 。凿岩设备用过YT-25型凿岩机和CTC700,3型掘进钻车(YGZ70型凿岩机),凿岩设备使用比较见表2-9-19。

凿岩设备使用比较

表 2-9-19

项 目	气腿凿岩机	掘进钻车
炮孔深度(m)	1.65	2.10
炮孔数(个)	59	59
炮孔总长度(m)	97.35	123.9
凿岩时间(min)	390	210
循环时间(min)	785	600
实际进尺(m)	1.44	1.98
炮孔利用率(%)	87.3	94.2
每米需炮孔长度(m)	5.2	4.8
总装药量(kg)	38.1	49.5
炸药单耗(kg/m ³)	2.04	1.92
施工人数(人)	11	8
工班效率(m)	0.081	0.198
工班效率(m ³)	1.053	2.574

3. 梅山铁矿采矿进路施工

采矿进路断面 12.6m^2 ,位于难凿的矿体内,矿石坚固性系数 $f=14\sim 16$ 。用CTJ10.2Y型全液压掘进钻车与YYG80-A型液压凿岩机配套钻孔。柱齿型钎头直径 42mm ,成品钎杆规格B25Y,钎尾用30CrMnSiNi2A钎钢自制。掘进面布置炮孔52个,钻孔平均深度 2.3m ,爆破进尺 1.7m 。钻孔时冲击液压 $(90\sim 100)\times 10^5\text{Pa}$ 平均纯凿速 $0.8\text{m}/\text{min}$,较YT24凿岩机凿速提高 $2\sim 3$ 倍。钻车平均台班凿岩效率 120m ,最高达 207m 。

9.4.1.3 凿岩设备数量计算及人员

采切工程及开拓工程施工用凿岩设备数量,按各类巷道月掘进量及掘进速度(见本篇第十五章)算出需要的掘进队数,再按掘进队配置设备并计算出设备总台数。

快速掘进凿岩多用气腿式凿岩机。配置数量按每台占用巷道面积 $1\sim 1.5\text{m}^2$ 计算,以不超过8台为宜。一般巷道掘进凿岩用气腿式凿岩机时,一个掘进队配2台。选用掘进钻车钻孔时,配置凿岩机数按钻臂数计,每个掘进队配掘进钻车1台。

气腿式凿岩机备用量为100%。导轨式凿岩机备用量为50%。掘进钻车备用量按20%考虑,四台以下时备用1台。

凿岩工人数:

气腿式凿岩机—单机作业1~2人。多机作业按机台的1.0~1.4倍计。

掘进钻车—单机钻车1~2人。双机钻车2~3人,三机钻车2~3人。维修工人数按掘进钻车台数另行考虑。

9.4.2 天井掘进

天井、溜井、切割井等是采切工程中的重要项目,约占采切工程量的40~50%。天井(溜井、切割井等。除个别溜井下口施工稍有不同,其它与天井施工大体相同,以下简称天井)掘进难度大,效率低。凿岩作业是天井掘进的主要工序,直接影响每一工作循环时间长短。选用合理的、先进的施工方法,可加快天井掘进速度,对矿山持续稳产有重要意义。

天井掘进按使用钻凿设备划分为浅孔爆破法、深孔爆破法及钻井法三种施工方法。

9.4.2.1 浅孔爆破法

天井施工使用的普通法、吊罐法、爬罐法均采用浅孔爆破岩石。吊罐法施工用的吊罐孔,为大直径深孔,选用QZJ-100B型潜孔钻机。自下而上钻孔。

天井掘进凿岩,选用YSP45型上向式气腿凿岩机,炮孔直径一般为38~43mm,孔深1.5~2.6m,爆破进尺为1.5~2m。

普通法施工天井,配置1~2台凿岩机。吊罐法及爬罐法施工天井,配置2台凿岩机。

用普通法、吊罐法及爬罐法,在相同条件下施工,比较结果见表2-9-20。

天井掘进方法比较

表 2-9-20

施 工 方 法	工作循环时间 (小时)	每循环进尺 (m)	施 工 人 数
普通法	12	1	6以上
吊罐法	6	1	5
爬罐法	6	1	3~4

9.4.2.2 深孔爆破法

按设计要求,在天井范围内钻凿不同直径的下向平行深孔。然后由下向上分段爆破成井。或钻凿上向平均深孔,一次爆破成井。

深孔爆破法施工天井,在苏联等国家应用较多。国内用深孔爆破法施工天井实例。见表2-9-21。

KY-120型地下牙轮钻机是较好的深孔钻凿设备。牙轮钻机由钻机、液压车和钻杆车三部分组成。轨距600mm,可通过1.8×1.8m巷道,移动及使用方便。与普通型潜孔钻机比较,钻孔速度快、炮孔质量好,钻孔成本低。并适应在节理裂隙发育、溶洞较多的岩体内钻孔。目前,小直径牙轮钻头质量不够稳定。不宜在中硬以上岩石中钻孔。KY-120型地下牙轮钻机台班钻孔效率: $f=4\sim6$ 时,20~25m; $f=8\sim12$ 时,15~20m。设备年作业率按60~80%选取。

盲天井深孔凿岩设备选择应考虑作业条件及设备适应性。平底结构采场切割井,可选用切割井凿岩钻车。有底部结构采场切割井,可选用切割井凿岩钻架。VCR法采场天井

表 2-9-21

穿孔爆破法施工天井实例

矿 山 名 称	岩 石 名 称	岩石坚固性系数 (f)	设 备 名 称	孔 径 (mm)	钻孔深度 (m)	钻机台班效率 (m)		钻孔偏斜率 (%)	
						最高	平均	最大	最小
弓长岭铁矿	含铁矿石岩、花岗岩	14~16	KQG-165 高压潜孔钻机	φ165	50	40.3	24.78~30.61	3.2	<1.0
瑶岗仙钨矿	花岗岩、砂化灰岩	12~16	TYZ100/250 牙轮钻机	φ118	42	17.2	12.1	0.3	1.0
瑶岗仙钨矿	花岗岩、砂化灰岩	12~16	TYZ500 天井钻机	φ216	73	22	15	0.37	0.62
黄沙坪钨矿	白云岩、石灰岩	6~14	KY-120 牙轮钻机	φ118	29~34.5	31	10.88	0.74	0.52
黄沙坪钨矿	白云岩、石灰岩	6~14	TYQ-80 潜孔钻机	φ90	22.8~34.5	29.2	10	2.51	1.73
黄沙坪钨矿	白云岩、石灰岩	6~14	YQ-100 潜孔钻机	φ100	28~35	18	5.4~5.95	2.74	0.1
车江铜矿	砂 岩	5~7	红旗100 红旗300	φ90	88	22	5.4~5.29	1.19	0.36
中条山公司	石灰岩、砂卡岩	8~12	山霸-5	φ76	45	28.2	17.37	3.4	0.43
水口山钨矿	大理岩	8~12	TYZ500 天井钻机	φ216	50~80	34	20~22	1.5	0.22
符山铁矿	磁铁矿	8~10	CLQ-1 切割井凿岩钻车	φ80~110	9~11		12~18		1.0
金河铜矿	铜块岩	8~11	CZJ-1900A 露天井凿岩钻架	φ50~80	16		45~55		<1.0

注: 1、正常条件下凿岩效率7.76~10m/h。

2、在f=14~16花岗岩中, 平均钻进速度2.4m/h。

3、平均纯钻进速度0.182m/min, 7~8m/h。

4、5人台班实际月成井速度52.3m。

掘进, 使用高压潜孔钻机钻凿深孔。钻孔效率指标见表2-9-17。

9.4.2.3 钻井法

一些发达国家, 用天井钻机钻(扩)井, 具有速度快、成井质量好、安全等特点。

天井钻机钻凿天井方式:

1. 上扩法

上扩法即钻机由上向下先钻导向孔, 再自下而上扩大成全断面天井;

国内研制生产0.5~20m直径的天井钻机, 使用较多的是TYZ 1000型天井钻机, 钻井直径1m。用作钻凿通风井、充填井及溜井。国内天井钻机使用实例:

1) 金川石棉矿钻井法施工天井(上扩法)

天井穿过岩层为白云质灰岩及砂质白云岩, 岩石坚固性系数 $f=8\sim10$ 。平均井深45m左右, 天井直径1m。施工用TYZ-1000型天井钻机先下 $\phi 200\text{mm}$ 导向孔, 而后用 $\phi 1.0\text{m}$ 牙轮钻头向上扩孔, 每天一班作业, 班作业8小时。钻机施工组7人, 负责钻机的拆装、电缆及水管的敷设、硐室准备及钻井施工作业。钻井施工平均工班效率为4.69m, 最高为6.63m/班。平均工班效率为0.67m。施工一条天井时间为10.4天。每米钻井成本为67.85元。

2) 金川龙首矿天井钻进

天井穿过夹有软岩层的脉矿体, 岩石坚固性系数 $f=8\sim10$ 。井深60m, 井径1m。施工用TYZ-1000型天井钻机, 每天三班作业, 班作业8小时。钻井平均效率为4~6m/班, 用15~23个班钻完一条井。钻井成本为149.69元/m。

3) 广东南山钨矿天井钻进

天井穿过岩层的坚固性系数 $f=10\sim18$ 。用AT-500天井钻机, 以21天时间钻完两条直径为500mm天井, 进尺92.8m。平均纯钻进速度为0.73~2.16m/h, 平均综合钻进速度为0.57~1.22m/h。每米钻井成本为75~100元。

钻井法施工天井, 将逐步在矿山推广应用。岩石在中硬以下, 天井直径不大于1.5m时, 选用钻井法施工天井是经济的。岩石在中硬以上, 天井直径为1.5~2m时, 天井施工方法选择应慎重, 因钻头昂贵, 消耗量大。用钻井法施工是否经济, 需经技术经济比较后确定。

2. 上向全断面钻进天井法——钻机在下阶段向上一次全断面掘进天井

日本同和矿业公司制造了MSRM-UPB-100A型防护式上向全断面掘进天井钻机, 钻进天井直径为1.7m, 深度为60m。该机可同时完成掘进和天井钢筒衬砌。最大回转速度15rpm, 最大扭矩为40000N·m。钻机尺寸: 长度为2.8m, 宽度为2.0m, 高度为3.1m。设备重量为14.0t。动力为75kW的三相感应电动机。

掘进时, 采用液压油缸推进, 推进负荷120t, 推进速度一般为0~21cm/min, 最大为400cm/min, 行程长度为1200mm。

天井支护时, 盘瓦液压油缸, 推进最大负荷为300t, 一般推进速度为0~9cm/min, 最大为160cm/min。行程长度为600mm。

根据该机所作的试验, 孔数16个, 总长为295.8m, 平均孔的长度为18.5m, 最大孔长为34.4m, 平均掘进速度为22.8cm/h, 综合工效0.17m/工班。

钻杆: 直径406mm, 长度为1.0m, 重量260kg/m。

钻头: 型式为三段密封形钻头, 重量为265kg, 直径1700mm; 刃具采用硬质合金, 镶嵌在柱状或齿状钻头端部。

9.5 凿岩工具与消耗

9.5.1 凿岩工具

9.5.1.1 钎钢

钎钢是中空钎钢和成品钎杆的总称。

钎钢按钢种分为碳素中空钢和合金中空钢两类。钻具常用钢种见表2-9-22。

钢 具 常 用 钎 钢 种 类

表 2-9-22

钻具项目	选 用 钢 种	备 注
钎 头 体	45°, 55°, 40Cr, 40CrMo, 40CrNiMo, 40MnMoV, 35CrMn, 35CrMoSi, 35CrNiMo, 20Ni4Mo, 24SiMnNi2MoVA	钎头直径越小, 岩石越坚硬, 钢材性能应越好
小 钎 杆	T ₈ , T ₈ Cr 55SiMnMo, 35SiMnMoV	55SiMnMo 钎钢最好
整体钎杆	55SiMnMo	钎体与合金片(柱)配合应实现等效报废
接杆钎杆	T ₈ , T ₈ , Cr, 35CrMo, 40MnMoV, 35SiMnMo, 35SiMnMoV	钎杆直径越大, 钢钎性能可稍差些
连 接 套	45°, 50°, 40Cr, 35SiMnMoV	
钎 尾	40Cr, 35SiMnMoV, 22CrMnMo, 32Si2MoV, 40MnMoV, 35SiMnMo, 30SiMnMoV, 30CrMnSiNi2A	

钎钢按用途分: 浅孔凿岩钎杆用六角形钎钢; 中深孔凿岩连接钎杆用圆形钎钢; 常用钎钢的外形尺寸见本卷附录2。

9.5.1.2 钎头

钎头有活钎头和整体钎子两种。活钎头用于不同孔径的炮孔。整体钎子适用于小直径炮孔。

钎头形状、特点及适用条件见表2-9-23。

矿用硬质合金牌号、性能、用途见本卷附录2。矿山所用的YG15合金常为YK20、YK25合金取代。后者制作钎头使用寿命长、钻孔效率高。

部分厂家制造的硬质合金钎头规格, 见本卷附录2。

9.5.1.3 钎杆、钎尾及连接套管

1. 小钎杆

钎杆与钎头之间采用锥形连接, 靠钎杆与钎套之间的摩擦阻力来传递冲击功和扭矩。浅孔凿岩机用钎尾规格尺寸。见本卷附录2。

2. 接杆钎杆

接杆钎杆采用 $\phi 32\text{mm}$ 和 $\phi 38\text{mm}$ 圆形钎钢制成, 杆长为1.2m。钎杆两端螺纹采用正弦波形左旋螺纹, 螺距12mm或12.7mm, 亦可采用复合形波浪螺纹。而国外推荐采用梯形螺纹连接。

钎头形状、特点及适用条件

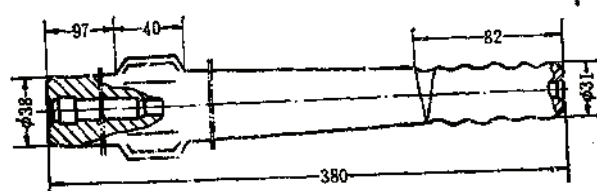
表 2-9-23

钎头形式	特 点	适 用 条 件
一字刃马蹄形钎头	对老式一字形钎头结构进行改进,使其耐磨程度、凿岩速度、固定质量及排粉性能等均有较大提高	一般凿小直径炮孔。适用于坚硬以下,裂隙不发育的岩石中钻孔
十字形钎头	与一字形钎头比较,钎头耐磨性较好,钻孔较圆。钎头经向磨蚀较小,可承受较大冲击荷载。消耗硬质合金量多及钎头价格较高,钎刃不易修磨	用于中深孔凿岩较多,国外则大量用于浅孔凿岩 用于破碎、裂隙发育或软硬不均岩石中钻孔,可减少卡钎
X形钎头	合金片不易松动,钻孔比十字形钎头的钻孔还要圆些	用于中深孔凿岩较多,国外则大量用于浅孔凿岩 用于破碎、裂隙发育或软硬不均岩石中钻孔,可减少卡钎
柱齿钎头	钻孔速度快,耐磨,硬质合金损耗少,钻孔质量好,钻孔时可承受很大冲击荷载	钻孔直径范围大,由小孔径到大孔径均可。钻孔中卡钎少,适用于中硬以上岩石中钻孔,可取代十字形及X形钎头
超前刃三翼状钎头	钻孔速度较快,炮孔质量较好	主要用于低压潜孔钻机上,将为柱齿形钎头代替

常见接杆钎杆规格尺寸见本卷附录 2。

3. 钎尾

中深孔接杆凿岩用的钎尾,有 $\phi 32 \times 97\text{mm}$ 和 $\phi 38 \times 97\text{mm}$ 两种。YG80型及YGZ90型凿岩机用钎尾外形尺寸见下图。



YGZ90型凿岩机用钎尾尺寸

9.5.2 钻具消耗

钻具的消耗,与钻具的材质、结构形式、加工质量及钻凿条件(岩石可钻性,设备类型及凿速)有关。

9.5.2.1 浅孔凿岩

硬质合金钎头消耗指标见表2-9-24。

成品钎杆 $B_{22}55\text{SiMnMo}$ 每根钻进深度为100~150m。矿山自行加工的合金钎杆,钻进深度为30~50m。

钎杆修理量按使用钎杆数20~25%考虑,新锻制钎杆(指矿山用自行加工钎杆)数量按使用钎杆数25~30%考虑。

浅孔凿岩硬质合金钎头进尺及消耗

表 2-9-24

指 标	硬质合金 钎头形式	岩石 坚 固 性 系 数 (f)			
		< 5	6~8	10~12	14~20
每个钎头钻进深度 (m)	一字型、十字型	30~50	22~30	15~22	3~15
	柱齿型	—	110~150	65~110	25~65
每钻进一米的新 钎头消耗 (个)	一字型、十字型	0.007~0.01	0.01~0.015	0.015~0.022	0.022~0.11
	柱齿型	—	0.007~0.009	0.009~0.015	0.015~0.04

- 注: 1. 钎头镶嵌硬质合金牌号为YG105;
 2. 钎头消耗数指新钎头;
 3. 一字马脚型及十字型钎头按修磨2次考虑, 柱齿型钎头不修磨;
 4. 表中钎头消耗指标未包括8%的钎头损失量。

9.5.2.2 中深孔及大孔凿岩

钻头消耗指标见表2-9-25。

钻杆、钎尾、连接套管及冲击器消耗指标见表2-9-26。

中深孔及大直径深孔凿岩每钻进1m的钻头消耗 (个)

表 2-9-25

钻头直径 (mm)	钻 头 形 式	岩石 坚 固 性 系 数 (f)		
		6~8	10~12	14~20
φ85	一字型或十字型	0.004~0.01	—	—
	柱齿型	—	0.01~0.02	0.02~0.05
φ105	三翼超前刃	0.01~0.015	—	—
	柱齿型	—	0.01~0.015	0.015~0.04
φ165	柱齿型	0.001~0.003	0.003~0.007	0.007~0.02

每 钻 进 1m 的 钻 具 消 耗

表 2-9-26

设 备 类 型	钻 杆 (根)	钎 尾 (根)	连接套管 (个)	冲 击 器 (个)
气动导轨式凿岩机	0.017~0.03	0.007~0.01	0.017~0.025	—
液压凿岩机	0.014~0.025	0.008~0.01	0.013~0.017	—
低压潜孔钻机	0.008~0.013	—	—	0.0008~0.0013
高压潜孔钻机	0.001	—	—	0.0008~0.001

选用一字型及十字型钻头时, 钻头修磨量按使用钻头量33%考虑, 镶焊合金钻头量按使用钻头量5%考虑。

钻杆、钎尾及连接套管加工量按使用数量的20%考虑。

9.5.3 其它材料消耗

9.5.3.1 润滑油

气腿式凿岩机按表2-9-27选用润滑油。导轨式气动凿岩机按表2-9-28选用润滑油。

凿岩设备消耗润滑油数量见表2-9-29。

气腿式凿岩机用润滑油

表 2-9-27

环境温度 (℃)	润滑油名称	牌 号	运动粘度 (50℃ mm ² /s)	凝 点 (℃)	国 家 标 准
10~30	40号机械油	HJ-40	37~43	-10	GB443-64
-10~10	22号汽轮机油	HU-22	20~23	-15	SYB1201-60
	20号机械油	HJ-20	17~23	-15	GB443-64
-30~10	冷冻机油	HD-13	11.5~14.5	-40	SYB1213-59

导轨式气动凿岩机用润滑油

表 2-9-28

环境温度 (℃)	润滑油名称	牌 号	运动粘度 (50℃ mm ² /s)	国 家 标 准
-30~-10	冷冻机油	HD-13	11.5~14.5	SYB1213-59
-10~0	22号汽轮机油	HU-22	20~23	SYB1201-66
0~30	机缸油30%	HG-24	47~53	CB 447-64
	机械油70%	HJ-50		CB 443-64

润滑油台班消耗量 (kg)

表 2-9-29

设 备 类 型	耗 油 量	设 备 类 型	耗 油 量
气腿式凿岩机	0.5	低压潜孔钻机	1.0~1.5
上向式凿岩机	0.5~1.0	高压潜孔钻机	2.0~3.0
导轨式气动凿岩机	1.0		

9.5.3.2 压气管及水管

凿岩使用胶管的消耗见表2-9-30, 供设计选取参考。

胶管消耗指标

表 2-9-30

作 业 性 质	胶 管	胶 水 管
浅孔采矿 (m/m)	0.004~0.005	0.003~0.004
中深孔采矿 (m/m)	0.002~0.0025	0.0018~0.002
掘进凿岩 (m/m ³)	0.016~0.02	0.014~0.018

第十章 爆 破

责任编写单位 北京有色冶金设计研究院

编 写 人 边克信 刘殿中

10.1 概 述

近年来井下各种类型爆破有很大发展,对提高采掘强度,改善经济效益和生产安全具有重要意义。

井下爆破按装药结构分类可分为浅孔爆破、深孔(或中深孔)爆破和硐室爆破。但从使用范围来讲则有井巷掘进爆破、采场爆破;从矿床类型划分则有金属与非金属矿井下爆破,煤矿井下爆破,高温、高硫矿床井下爆破,钾矿爆破及石油矿爆破等,后几种类型在爆破安全上均有特殊要求。

在井下爆破技术中推广了多排孔微差爆破,挤压爆破、光面爆破、大孔径爆破等新技术,对改善爆破效果,降低采矿成本具有显著效果。

本章内容中关于爆破器材和装药设施部分分别参看第一篇第六章及本卷附录2、附录1中有关内容。

10.2 井巷掘进爆破

10.2.1 掘进爆破特点

掘进爆破包括水平巷道、隧道、竖井、斜井或天井等各种地下通道的爆破。这些爆破的特点是在单自由面条件下,每次爆破深度受断面控制一般为1~5米。为形成一定的井巷断面形状,必须在工作面上布置各种炮孔,如掏槽孔,辅助孔和边界孔等。如图2-10-1所表示为这三种炮孔爆破的作用范围。

掘进爆破要严格保证巷道的规格与方向,满足爆堆集中,块度均匀,炮孔利用率高,周壁平整,材料消耗少等要求。

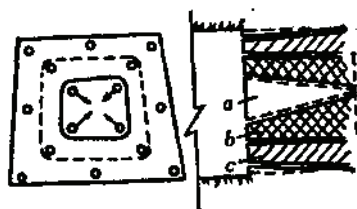


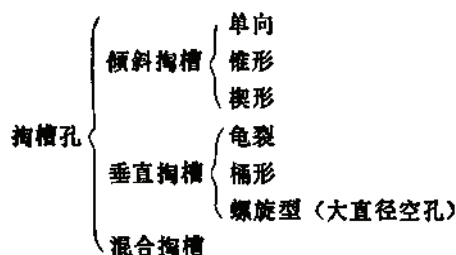
图 2-10-1 炮孔爆破作用范围示意图

a—掏槽孔作用范围; b—辅助孔作用范围; c—边界孔作用范围

10.2.2 炮孔排列与参数确定

10.2.2.1 掏槽形式及其选择

炮孔排列的关键是确定掏槽孔的形式, 根据巷道断面, 岩石性质和地质构造条件, 选择掏槽形式, 其分类如下:



(1) 单向掏槽, 用于工作面有软夹层或弱面部位, 按巷道断面大小和夹层厚度不同, 布置1~2排孔, 倾角取 $50^{\circ} \sim 70^{\circ}$ 。

(2) 锥形掏槽, 是在工作面中部形成锥形, 多用于竖井掘进, 锥形掏槽孔参数按表2-10-1选取。

锥形掏槽参数表

表 2-10-1

岩石坚固性系数 (f)	炮孔倾角 ($^{\circ}$)	相邻炮孔之间距(m)	
		孔口距离	孔底距离
2~6	75~70	1.00~0.90	0.4
6~8	70~68	0.9~0.85	0.30
8~10	68~65	0.85~0.80	0.20
10~13	65~63	0.8~0.70	0.20
13~16	63~60	0.7~0.60	0.15
16~18	60~58	0.6~0.50	0.10
18~20	58~55	0.5~0.4	0.10

(3) 楔形掏槽, 由两排相对的炮孔组成, 爆破后形成楔形, 用于中硬以上均质岩石, 一般断面大于 4m^2 时, 楔形掏槽孔参数可按表2-10-2中选取。

楔形掏槽参数表

表 2-10-2

岩石坚固性系数 (f)	炮孔与工作面夹角 ($^{\circ}$)	两排炮孔口距离 (m)	炮孔数目
2~6	75~70	0.60~0.50	4
6~8	70~65	0.50~0.40	4~6
8~10	65~63	0.40~0.35	6
10~12	65~60	0.35~0.30	6
12~16	60~58	0.30~0.20	6
16~20	60~55	0.20	6~8

(4) 龟裂掏槽, 用于中硬以上岩石, 孔数为3~7个, 孔间距取8~15cm, 空孔直径

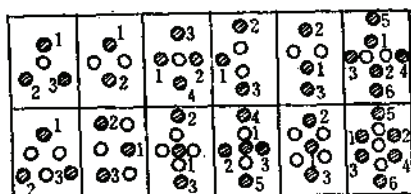


图 2-10-2 桶形掏槽几种布孔形式

可与装药孔相同,也可用 $\phi 50 \sim 100 \text{mm}$ 的大直径空孔。

(5) 桶形掏槽,用于中硬岩石,几种布孔形式见图2-10-2,大孔径空孔桶形掏槽实例见图2-10-3。

(6) 螺旋掏槽:是指各装药掏槽孔至空孔的距离依次递增呈螺旋线布孔,并按由近及远的顺序起爆,形成非对称桶形,小直径空孔螺旋掏槽布置见图2-10-4;大孔径空孔螺旋掏槽见图2-10-5

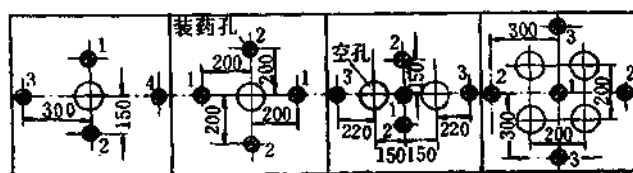


图 2-10-3 大孔径空孔桶形掏槽布置

1、2、3、4—起爆顺序

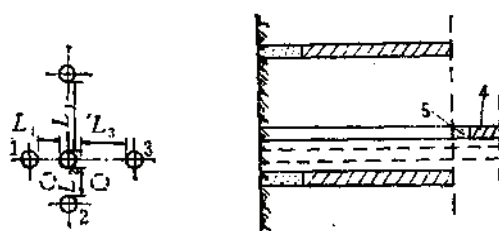


图 2-10-4 小直径空孔螺旋掏槽

1、2、3—起爆顺序; 4—药包; 5—堵塞

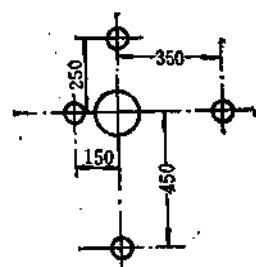


图 2-10-5 大直径空孔螺旋掏槽

螺旋掏槽各装药孔到空孔的净距可按下式确定:

$$\left. \begin{aligned} L_1 &= (1 \sim 1.8)d \\ L_2 &= (2.0 \sim 3.5)d \\ L_3 &= (3.0 \sim 4.5)d \\ L_4 &= (4 \sim 5.5)d \end{aligned} \right\} \quad (2-10-1)$$

式中 d ——空孔直径mm, (与装药孔相等);

L_1, L_2, L_3, L_4 ——各装药孔到空孔的净距mm, 难爆岩石取下限值, 易爆岩石取上限值。

(7) 混合掏槽,在不同条件下可选用倾斜和垂直掏槽的混合形式。如当岩石极坚硬或巷道断面较大时,可选用复式楔形或桶形加锥形混合掏槽其布置见图2-10-6或双重掏槽布置见图2-10-7。

由于周边孔的作用是使并巷达到要求的规格,所以辅助孔及周边孔的布置要求均匀,以便充分利用炸药的能量。

根据岩石爆破性不同,辅助孔间距一般取 $0.4 \sim 0.8 \text{m}$,周边孔间距 $0.5 \sim 1.0 \text{m}$,周边孔口距巷道轮廓线 $0.1 \sim 0.3 \text{m}$ 。

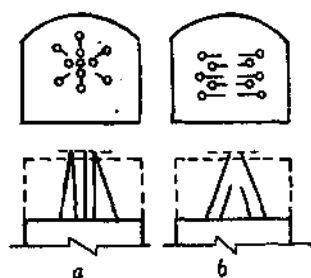


图 2-10-6 混合掏槽
a—桶形与锥形；b—复式楔形

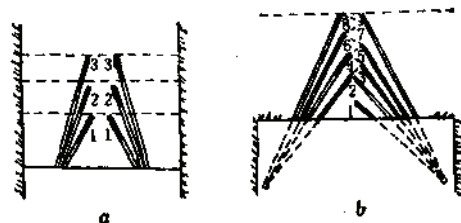


图 2-10-7 多重掏槽
a—三重掏槽；b—四重掏槽；
1~8—起爆顺序

10.2.2.2 爆破参数确定

爆破参数包括炮孔直径、炮孔深度、装药量、炮孔数目等，正确选取这些参数是取得良好爆破效果的保证。

1. 炮孔直径

主要决定于凿岩设备与掘进的具体条件，大断面井巷($>6\text{m}^2$)可采用 38~45mm 的药卷；小断面($<4\text{m}^2$)，岩石坚硬，使用高威力炸药，此外应用小直径(25~32mm)药卷爆破亦可取得良好的效果。炮孔直径一般比药卷直径大 5~10mm，采用压气装药时，可充分利用炮孔直径。

2. 炮孔深度

指炮孔底至工作面的垂直距离，合理的炮孔深度，应根据工艺要求及断面大小来确定，在一般巷道掘进中多为 1.5~2.5m，中等断面以上的巷道掘进并使用台车时，可增至 3~5m。在掘进竖井时炮孔深度 L 可按下式确定

平巷掘进每 100m³ 爆破器材消耗定额

表 2-10-3

掘进方式	掘进断面 (m ²)	f=4~6			f=8~10			f=12~14			f=15~20		
		炸药 (kg)	火雷管 (发)	导火线 (m)	炸药 (kg)	火雷管 (发)	导火线 (m)	炸药 (kg)	火雷管 (发)	导火线 (m)	炸药 (kg)	火雷管 (发)	导火线 (m)
普通爆破法	<4	274	370	770	294	542	1126	404	712	1460	485	999	2078
	4~6	224	357	740	251	492	1023	323	627	1304	389	805	1715
	6~8	202	310	645	224	419	871	298	578	1201	354	713	1482
	8~10	190	294	611	202	371	772	291	520	1080	333	654	1368
	10~12	168	265	551	186	354	736	263	472	982	313	589	1223
	12~15	148	242	499	163	315	653	231	429	893	271	551	1144
	15~20	135	213	442	145	288	597	209	400	831	246	499	1036
光面爆破法	<4	274	473	983	294	592	1230	404	769	1598	485	1033	2148
	4~6	224	385	799	251	526	1094	323	667	1386	389	848	1762
	6~8	202	344	714	224	448	929	298	609	1266	354	731	1520
	8~10	190	312	649	202	416	865	291	546	1134	333	669	1391
	10~12	168	295	614	186	391	812	263	494	1028	313	613	1274
	12~15	148	264	548	163	358	744	231	455	846	271	570	1185
	15~20	135	247	512	145	322	670	209	441	916	246	530	1102

$$L = (0.3 \sim 0.5)D \quad (2-10-2)$$

式中 D ——竖井直径, m。

3. 炸药单位消耗量确定

炸药单耗取决于岩石性质、巷道断面、炮孔直径和深度等因素, 一般按经验公式计算或按国家有关定额标准选取。

(1) 参照国家颁发的《矿山井巷工程预算定额》选取, 参看表2-10-3及表2-10-4, 最后还应参照类似条件下的实际消耗指标加以修正。

竖井掘进每100m³爆破器材消耗定额

表 2-10-4

掘进方式	直径(m)	f = 4~6		f = 8~10		f = 12~14		f = 15~20	
		炸药 (kg)	电雷管 (发)	炸药 (kg)	电雷管 (发)	炸药 (kg)	电雷管 (发)	炸药 (kg)	电雷管 (发)
普通 爆破	<3	136	210	233	270	314	379	360	440
	3~3.5	129	203	215	262	284	361	317	400
	3.5~4	125	200	201	260	260	350	280	370
	4~4.5	117	188	189	252	250	322	276	357
	4.5~5	111	180	180	250	246	300	272	351
	5~5.5	107	154	174	223	234	287	267	337
	5.5~6	105	132	172	200	227	280	261	330
圆井 光面 爆破	<3	136	294	233	311	314	406	360	453
	3~3.5	129	284	222	301	284	386	317	412
	3.5~4	125	280	201	299	260	375	280	381
	4~4.5	117	263	189	290	250	345	276	368
	4.5~5	111	252	180	288	246	321	272	362
	5~5.5	107	216	174	256	234	307	267	347
	5.5~6	105	189	170	230	227	300	261	340
矩形 井筒 掘进	S<7	214	294	301	408	373	469	443	551
	7~12	197	272	281	378	337	408	391	461
	12~15	181	251	263	353	331	381	364	424
	15~20	168	246	244	332	290	375	341	418
	20~25	156	234	226	316	269	357	316	398
竖井 反掘	S<4	141	340	178	430	224	450	266	533
	4~6	125	300	159	350	199	400	236	472
	6~8	125	300	159	350	199	400	236	472

注: 1. 炸药量为甘油炸药;

2. 竖井反掘中不包括吊罐打反井。

(2) 按经验公式计算, 对平巷孔深在1~2.5m时, 炸药单耗 q 值可按式计算:

$$q = \frac{Kf^{0.75}}{\sqrt[3]{S_x} \sqrt{d_s}} e_s \quad (2-10-3)$$

式中 q ——炸药单耗, kg/m³;

K ——系数, 0.25~0.35;

f ——岩石坚固性系数;

S_x ——断面影响系数,

$S_x = S/5$ (S 为巷道掘进断面m²);

d_x ——药径影响系数； $d_x = d/32$ (d 为药卷直径mm)。

每循环所需药量按下式计算：

$$Q = qv = qSL\eta \quad (2-10-4)$$

式中 Q ——每循环所需药量，kg；
 q ——单位炸药消耗量，kg/m³；
 v ——爆破岩石体积，m³；
 S ——巷道掘进断面积，m²；
 L ——工作面炮孔平均深度，m；
 η ——炮孔利用率（一般为0.8~0.95）。

竖井掘进每循环实际消耗量 Q 按下式：

$$Q = q_1 n_1 + q_2 n_2 + q_3 n_3 \quad (2-10-5)$$

式中 q_1 、 q_2 、 q_3 ——分别为掏槽孔、辅助孔、周边孔的装药量，kg；
 n_1 、 n_2 、 n_3 ——分别为各种孔的数目。

4. 炮孔数目及间距

炮孔数目可按下式计算

$$N = \frac{qsn}{Ga} \eta \quad (2-10-6)$$

式中 n ——每个药卷长度，m；
 a ——装药系数，掏槽孔取0.6~0.8；辅助孔和周边孔取0.5~0.65；
 G ——每个药卷的重量，kg；

其它符号意义同前；2-10-6式中不包括空孔数目。

炮孔间距，根据求出的炮孔数目，按巷道断面均匀布置，首先布置掏槽孔，而后是辅助孔及周边孔，根据岩性调整孔间距。

10.2.3 矿山实例

杨家杖子矿务局井巷掘进爆破参数见表2-10-5。

10.2.4 光面爆破

光面爆破的特点是沿设计的井巷断面轮廓线布置孔距较小的炮孔 ($a=0.8W$)，并采用小直径药卷，空气间隔装药或不耦合的连续装药，在掘进断面内主体炮孔爆破后再起爆光面孔。

光面爆破的优点是可以形成比较规整的断面形状，减少掘进超挖量，对围岩的破坏较小，从而取得较好的技术经济效果。

10.2.4.1 参数计算

光面层厚度与光爆炮孔间距应满足如下关系：

$$a \geq (0.6 \sim 0.8)W \quad (2-10-7)$$

式中 W ——光面层厚度，m。

炮孔线装药量按：

$$Q = qaW \quad (2-10-8)$$

桶家杖子矿掘进工程爆破参数表

表 2-10-5

掘进断面	岩石等级	炮孔个数	炮孔利用系数 (%)	单位炸药消耗量 (kg/m ³)	掘进断面	岩石等级	炮孔个数	炮孔利用系数 (%)	单位炸药消耗量 (kg/m ³)	掘进断面	岩石等级	炮孔个数	炮孔利用系数 (%)	单位炸药消耗量 (kg/m ³)
3m ² (1.5×2) 水平	7	24	85	3.8	4m ² (2×2) 水平	7	26	85	3.8	5m ² (2×2.5) 水平	7	28	85	3.8
	6	22	85	3.5		6	26	85	3.8		6	27	88	3.6
	5	20	90	3.2		5	24	90	3.2		5	25	90	3.2
	4	18	90	3.0		4	21	90	2.9		4	23	92	2.9
	3	16	95	2.7		3	18	95	2.7		3	20	95	2.7
	2	14	95	2.5		2	15	95	2.3		2	17	95	2.4
	1	12	95	2.0		1	13	95	2.3		1	15	95	2.4
平均		18	90.7	3.0			20.4	90.7	3.0			22.1	90.7	3.0
3m ² (1.5×2) 天井	7	22	90	3.9	4m ² (2×2)	7	21	90	3.8	5m ² (2×2.5)	7	28	85	3.6
	6	20	90	3.9		6	21	90	3.7		6	27	90	3.6
	5	18	95	3.3		5	19	95	3.3		5	25	92	3.2
	4	16	95	3.0		4	17	95	3.0		4	23	92	2.9
	3	14	100	2.6		3	15	100	2.7		3	20	94	2.7
	2	12	100	2.3		2	13	100	2.3		2	18	98	2.5
	1	10	100	2.0		1	11	100	2.2		1	16	96	2.5
平均		16	95.7	3.0			16.7	95.7	3.0			22.1	92.1	3.0
6.12m ² (2.4×2.55) 水平	7	31	88	3.8	6.84m ² (2.4×2.85)	7	34	88	3.8	9.975~10m ² (3.5×2.85)	7	38	90	3.5
	6	31	90	3.5		6	32	90	3.5		6	35	92	3.5
	5	27	90	3.3		5	30	90	3.2		5	32	92	3.2
	4	24	92	2.9		4	27	92	2.9		4	29	94	2.9
	3	20	92	2.6		3	23	92	2.6		3	27	94	2.7
	2	18	94	2.4		2	21	95	2.5		2	25	96	2.6
	1	18	94	2.4		1	20	95	2.5		1	25	96	2.6
平均		24.1	91.4	3.0			26.6	91.5	3.0			30.1	93.4	3.0
2.48~13.23m ² (2.4×5.2) 竖井	7	90	65	3.4		7	110	70	3.4		7	120	70	3.4
	6	80	65	3.3		6	100	70	3.4		6	110	74	3.3
	5	70	70	3.2		5	90	77	3.3		5	100	80	3.2
	4	60	75	3.1		4	80	79	3.1		4	90	85	3.2
	3	50	80	3.0		3	70	81	3.0		3	80	86	3.1
	2	45	85	2.9		2	65	85	2.8		2	70	90	2.8
	1	40	85	2.8		1	60	88	2.7		1	65	90	2.7
平均		62	75	3.1			82	78.6	3.1			90.7	82	3.1

式中 Q ——装药量, kg/m;
 q ——单位炸药消耗量, kg/m³;
 a ——炮孔间距, m;
 W ——光面层厚度, m。

亦可根据光面爆破的经验数据选用, 如表2-10-6。

10.2.4.2 实例

(1) 某地下工程巷道光面爆破, 见图2-10-8。

上述工程布孔及爆破参数见表2-10-7。

光面爆破参数表

表 2-10-6

围 岩 条 件	巷道、硐室开挖跨度 (m)	周 边 孔 爆 破 参 数					
		炮孔直径 (mm)	炮孔间距 (mm)	光面层厚度 (mm)	炮孔密集系数 (m)	线装药密度 (kg/m)	
整体稳定性好，中硬到坚硬	拱	<5	35~45	600~700	500~700	1.0~1.1	0.20~0.30
	部	>5	35~45	700~800	700~900	0.9~1.0	0.20~0.25
	边 墙		35~45	600~700	600~700	0.9~1.0	0.20~0.25
整体稳定一般或欠佳中硬到坚硬	拱	<5	35~45	600~700	600~800	0.9~1.0	0.20~0.25
	部	>5	35~45	700~800	800~1000	0.8~0.9	0.15~0.2
	边 墙		35~45	600~700	700~800	0.8~0.9	0.20~0.25
节理、裂隙很发育、破碎带、岩石松软	拱	<5	35~45	400~600	700~900	0.6~0.8	0.12~0.18
	部	>5	35~45	500~700	800~1000	0.5~0.7	0.12~0.18
	边 墙		35~45	500~700	700~900	0.7~0.8	0.15~0.20

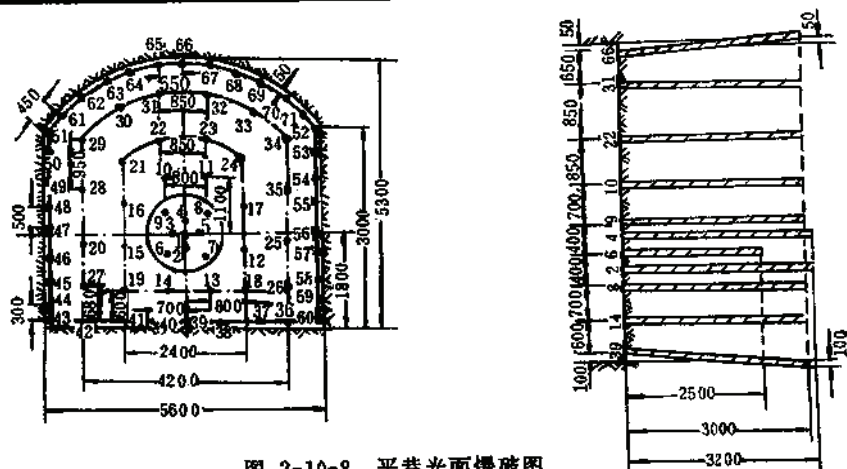


图 2-10-8 平巷光面爆破图

爆 破 参 数 表

表 2-10-7

爆 序	炮孔名称	孔 号	孔 数 (个)	孔 深 (mm)	装 药 量	
					卷/孔	重 量 (kg)
1	中心孔	1	1	2500	10	1.5
2	φ80掏槽孔	2-5	4	3200	3	1.8
3	掏槽孔	6-9	4	3000	12	10.8
4	扩槽孔	10-15	6	3000	12	7.2
5	辅助孔	16-19	4	3000	12	7.2
6	辅助孔	20-25	6	3000	12	10.8
7	辅助孔	26-35	10	3000	12	18.0
8	底 孔	36-42	7	3000	12	12.6
9	帮 孔	43-60	18	3090	4	7.2
10	顶 孔	61-71	11	3000	4	4.4
合 计			71		93	87.6
掘进断面积 27.2m ²		每循环进尺 2.4m		炸 药 消 耗 1.25kg/m ³		炮 孔 消 耗 3.27m/m ³

我国采用光面爆矿山实例

表 2-10-8

施工地点	工程名称	地质条件	断面 高×宽 (m ²)	周边孔爆破参数						爆破效果
				炮孔直径 药包直径	炮孔间距 (mm)	光面层厚度 (mm)	密集系数 (m)	装药密度 (kg/m)	孔深 (m)	
×××铁矿	卷扬机硐室	钙质千枚岩 f=8~10	13.4×(7~9)	$\frac{38}{25} = 1.5$	600~700	700~800	0.8~0.9	0.20~0.30	1.5~1.8	岩面平整, 无浮石, 孔痕完整
×××铁矿	中央变电硐室	钙质与碳质千枚岩 的接触带 f=6~8	6.9×(4.7~5.7)	$\frac{38}{25} = 1.5$	500~600	650~800	0.7~0.8	0.15~0.20	2.0~2.5	岩面平整, 无浮石, 孔痕完整
梅山铁矿	粗破碎硐室	硅化安山岩与高岭土化安山岩 f=5~6	10.5×13.29	$\frac{42}{25} = 1.7$	500~700	700~900	0.7~0.9	0.20~0.25	1.8~2.0	岩面平整, 孔痕清晰完整
金山店铁矿	粗破碎硐室	石英二长岩 f=8~10	11.8×14.5	$\frac{42}{25} = 1.7$	500~600	600~700	0.8~1.0	0.30~0.25	2.0左右	岩面平整, 孔痕清晰完整
××地下油库	罐体	中细花岗岩 f=18~20	(15~16)×20	$\frac{42}{32} = 1.3$	600~700	800~900	0.8	0.25~0.30	2.0~2.5	岩面平整, 孔痕清晰完整, 无浮石
××铜矿	卸矿硐室	长石石英岩节理发育 f=10	21	$\frac{40}{32} = 1.2$	500~600	700	0.7~0.8	0.12~0.14	1.6~1.8	岩面平整, 留孔痕
金山店铁矿	—60运输巷	石英二长岩, 节理极发育, 岩石破碎 f=8~10	3.7×3.4	$\frac{42}{25} = 1.7$	600~700	700~900	0.8~1.0	0.25~0.30	1.8	岩面平整, 留孔痕
××铜矿	—125调车场	灰岩, 节理发育 f=5~6	(5.3~8)×3.39	$\frac{42}{25} = 1.7$	600~700	700~900	0.8~1.0	0.10~0.15	2.6~3.0	岩面平整, 孔痕清晰完整

(2) 国内矿山光面爆破实例见表2-10-8。

(3) 国外光面爆破参数见表2-10-9。

国外光面爆破参数

表 2-10-9

炮孔直径 (mm)	装药密度 (kg/m)	炸药种类	药卷直径 (mm)	光面爆破		预裂爆破周边 孔间距 (m)
				周边孔间距 (m)	光面层厚度 (m)	
30		古立特		0.5	0.7	0.25~0.5
37	0.12	古立特		0.6	0.9	0.3~0.5
44	0.17	古立特		0.6	0.9	0.3~0.5
50	0.25	古立特		0.8	1.1	0.45~0.7
62	0.35	纳毕特	22	1.0	1.3	0.55~0.8
75	0.5	纳毕特	25	1.2	1.6	0.6~0.9
87	0.7	狄纳米特	25	1.4	1.9	0.7~1.0
100	0.9	狄纳米特	29	1.6	2.1	0.8~1.2
125	1.4	纳毕特	40	2.0	2.7	1.0~1.5
150	2.0	纳毕特	50	2.4	3.2	1.2~1.8
200	3.0	狄纳米特	52	3.0	4.0	1.5~2.1

10.3 采场爆破

采场爆破是指地下开采矿房或矿柱崩矿的爆破，有浅孔、中孔和深孔爆破或采用硐室爆破。近年来大直径深孔钻机应用于地下，从而发展了大直径深孔爆破法。采场爆破所采用的方法与回采工艺、矿体赋存条件紧密联系。如浅孔法多用于薄矿脉和矿石较稳定的条件下，而深孔法多用于中厚以上的矿体。采用的崩矿方式与选用的采矿方法有密切关系，采场爆破多具有两个以上的自由面、一次爆破面积与爆破量远比井巷一次爆破量大的多，尤其是深孔大爆破有时可达几百吨的装药量。采场爆破应保证作业安全，每米炮孔崩矿量大，回采强度高，贫化损失小，大块率低和材料消耗少。

10.3.1 采场浅孔爆破

浅孔爆破主要使用于留矿法、充填法、浅孔空场法等采场崩矿中。

10.3.1.1 炮孔排列

炮孔排列形式一般有平行排列及交错排列，分别见图2-10-9及图2-10-10。

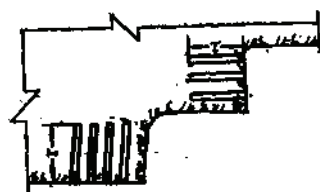


图 2-10-9 炮孔排列方向图

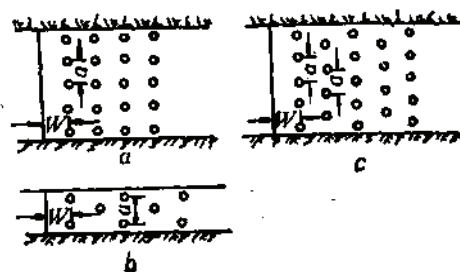


图 2-10-10 炮孔排列形式图

a—平行排列，b—窄幅交错排列，c—宽幅交错排列

10.3.1.2 爆破参数的确定

1. 炮孔直径和深度

浅孔爆破药卷直径多为32mm, 炮孔直径一般为38~42mm, 有些矿山矿体较薄, 为控制采幅曾采用过小直径药卷(25~28mm)及小直径炮孔。

炮孔深度和矿体与围岩性质, 厚度及赋存状态有关, 一般孔深为1.5~2.5m, 有时达3~4m, 当矿体较薄, 矿岩石稳固, 矿体形态不规则时, 应选取最小值, 反之取最大值。

2. 最小抵抗线和炮孔间距

$$W = (25 \sim 30)d \quad (2-10-9)$$

$$a = (1 \sim 1.5)W \quad (2-10-10)$$

式中 W ——最小抵抗线, m,

d ——炮孔直径, m,

a ——炮孔间距, m。

3. 单位炸药消耗量

可按类似崩矿条件的实际指标及经验数据选取, 某些浅孔留矿法矿山炸药单位消耗见表2-10-10。

某些浅孔留矿法矿山炸药单位消耗

表 2-10-10

矿 山 名 称	一次爆炸药单耗量 (kg/t)	二次爆炸药单耗量 (kg/t)
杨家杖子岭前铜矿	0.4~0.6	
八家子铅锌矿	0.52	0.25
岫岩铅矿	0.70	0.20
青城子铅锌矿	0.50	0.20
五龙金矿	0.60	0.15
桓仁铅锌矿	0.35	0.15
柴河铅锌矿	0.4	

也可参照下表选取单位炸药消耗量指标。

浅孔留矿炸药单位消耗量表

表 2-10-11

坚固性系数 (f)	<8	8~10	10~15
单位炸药消耗量(kg/m ³)	0.26~1.0	1.0~1.6	1.6~2.6

10.3.2 采场深孔爆破

深孔崩矿具有劳动生产率高、回采强度大、作业安全、操作方便、采矿成本低和产尘少等优点, 故这种方法已占崩矿法中的优势。但钻孔、放矿管理不善时, 贫化损失较大, 大块率较浅孔为高, 主要用于回采厚和中厚矿体。

10.3.2.1 布孔方式的选择

布孔方式有三种, 即平行深孔、扇形深孔和束状深孔。布置方式分别见图2-10-11、图2-10-12及图2-10-13。

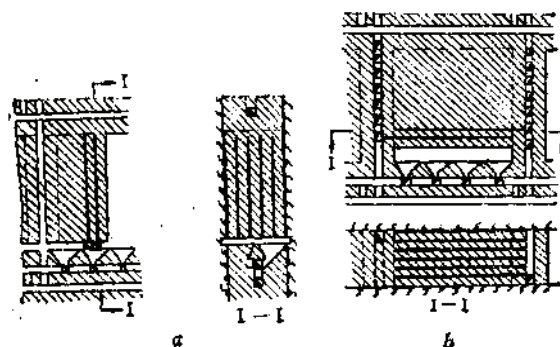


图 2-10-11 平行深孔布置图
a—垂直深孔, b—水平深孔

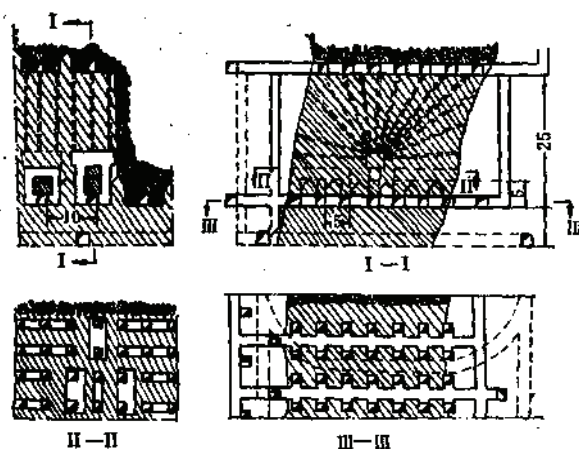


图 2-10-12 垂直扇形深孔布置图

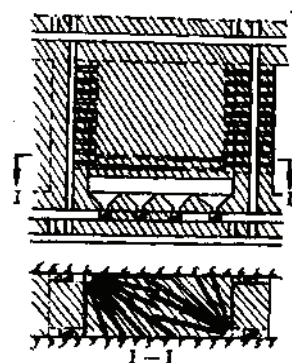


图 2-10-13 水平扇形深孔

平行深孔炸药能量分布均匀, 矿石破碎质量好, 而扇形深孔则具有采准工作量少、炮孔布置灵活、钻机移动次数少等优点, 因此在生产中应用较广泛, 其中以多层水平扇形孔及垂直扇形布孔为主, 而束状深孔使用较少, 一般只在回采矿柱、空区处理、边缘矿体及零星矿体回采中应用。

10.3.2.2 爆破参数

1. 炮孔直径 d

主要取决于钻孔设备选型。如用选用YG-65、YG-80凿岩设备时, 孔径为50~70mm; YQ-80孔径为80~90mm; YQ-100孔径为100~110mm; ROC306钻机可钻凿孔径为165mm的炮孔。我国采用接杆凿岩孔径为50~70mm; 潜孔钻机凿岩孔径为90~165mm。美国、加拿大、苏联等国家的一些矿山趋向大孔径凿岩, 孔径在150~200mm左右。有关国产凿岩设备详见本卷附录1。

2. 最小抵抗线 W

1) 按公式计算平行孔最小抵抗线

$$W = d \sqrt{\frac{7.85 \Delta \eta}{mq}} \quad (2-10-11)$$

式中 d ——孔径, $1 \times 10\text{cm}$ 计;

Δ ——装药密度, g/cm^3 ;

η ——装药系数, $\eta = 0.7 \sim 0.8$;

m ——深孔密集系数(近系数), $m = 0.8 \sim 1.2$ 。

扇形深孔最小抵抗线也可应用(2-10-11)式计算,但 m 值取平均数, η 值可由表2-10-12中查取。

深孔装药系数表

表 2-10-12

孔 深 (m)	装 药 系 数 (η)	
	平 行 排 列	扇 形 排 列
8	0.75	—
12	0.80	0.55
16	0.83	0.70
20	0.85	0.75
20~22	—	0.75
22~24	0.87	0.80
24~26	—	0.52
26~28	—	0.83
28~30	0.90	0.85
>30	0.92	0.87

2) 按最小抵抗线和孔径的比值选取

坚硬岩石 $W = (23 \sim 30)d$

中等坚硬岩石 $W = (30 \sim 35)d$

较软岩石 $W = (35 \sim 40)d$

3) 根据矿山类似资料选取

孔径 d (mm)

最小抵抗线 W (m)

50~60

1.2~1.6

60~70

1.5~2.0

70~80

1.8~2.5

80~100

2.5~4.0

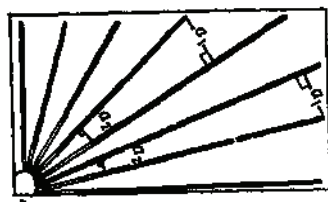


图 2-10-14 扇形孔间距示意图

3. 孔间距 a

对于扇形深孔,可分别用孔底距 a_1 和药包顶端处垂距 a_2 来表示,见图2-10-14。

孔距 a 按下式确定:

$$a = mW \quad (2-10-12)$$

式中 m ——密集系数(邻近系数), m 值一般取1.0~1.2;对于扇形孔,孔底 m 值可增大至1.5~2.0;

W ——最小抵抗线, m。

4. 单位炸药消耗量 q

可参阅表20-10-13选取,或参考类似矿山实际指标确定。

井下深孔爆破炸药单耗量表

表 2-10-13

矿岩坚固性系数 (f)	3—5	5—8	8—12	12—16	>18
初次爆破的炸药单耗 q (kg/m^3)	0.2~0.35	0.35~0.5	0.5~0.8	0.8~1.1	1.1~1.5
二次爆破的炸药单耗 占 q 的百分率	10~15	15~25	25~35	35~45	>45

(1) 对于平行深孔, 每次装药量 Q 由下式求得:

$$Q_k = qmW^2L \quad (2-10-13)$$

式中 Q_k ——每米装药量, kg ;

q ——单位炸药消耗量, kg/m^3 ;

m ——密集系数 (邻近系数),

W ——最小抵抗线, m ;

L ——孔深, m 。

(2) 扇形深孔, 通常求每排孔的总装药量。

$$Q_p = qWS \quad (2-10-14)$$

式中 Q_p ——每排扇形深孔总装药量, kg ;

S ——一排扇形孔可担负的面积, m^2 ;

q, W ——意义同前。

国内井下深孔凿岩爆破参数见表2-10-14。

苏联矿山深孔崩矿参数见表2-10-15。

5. 填塞长度

扇形深孔填塞长度一般在 $(0.4 \sim 0.8)W$ 范围内, 相邻深孔采用交错不同的填塞长度, 以避免孔口附近炸药过分集中的状况。

10.3.3 采场挤压爆破

挤压爆破是指被爆矿石向已崩落的矿石 (或废石) 方向挤压, 而不事先预留补偿空间的一种爆破方法。如图2-10-15。

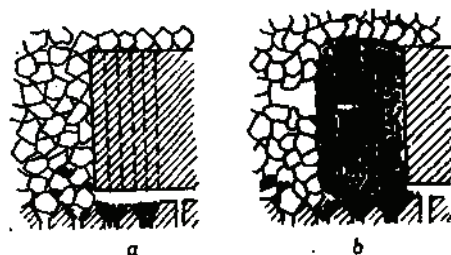


图 2-10-15 挤压崩矿示意图

a—爆破前, b—爆破后

表 2-10-14

国内井下深孔凿岩爆破参数表

编 号	矿 山 名 称	矿 石 性 质		采 矿 方 法	凿 岩 设 备			W (m)	W/a	a (m)	a/W	每米崩 矿量 (t/m)	大块率 (%)	每吨矿石爆破材料消耗				备 注
		名 称	f		钻 机 型 号	孔 径 (mm)	孔 深 (m)							一次炸 药量 (kg)	二次炸 药量 (kg)	雷管 消耗 (个)	导爆索 消耗 (m)	
1	1	桃林铅锌矿	2.75	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	1	桃林铅锌矿	2.75	水平深孔阶段 强制崩落法	YG-90	65	8~10	1.3	20	1.5~1.8, 1.15~ 1.32	4	14.2	0.42	0.2	0.035	0.32	0.35	本表根据
2	2	大厂长坡矿	2.94	留矿法及充填法	YSP-45 YQ-90	38~40	18~22	1.5	37~40	1.4~1.7, 0.9~ 1.14	5~6	20~30	0.5~0.6	0.33	0.032	0.35	《地下金属	
3	3	易门狮子山	2.2	分段水平深孔 强制崩落法	YQ-100A	110~ 120	8~12	2.5~ 2.8	22~24	2.5~3.2, 1.0~1.2, 1.1~ 1.35	9~15	8~10	0.4~0.5	0.2~0.3	0.02	0.1	矿山技术调	
4	4	易门凤山矿	2.69	有底柱水平崩落 深孔强制崩落法	YQ-100	100~ 110	8~12	3.2~3.5	30~3.5	4.2, 1.1~ 1.35	9~15	8~10	0.4~0.5	0.06	0.22~ 0.23	0.05~ 0.1	《查报告》	
5	5	河北铜矿	3.3	阶段空场法	BA-100	110	15~20	2.5	23	2.5~3.5, 1.0~1.2	12	20~30	0.4~0.5	0.008	0.008	0.71	1981年8月	
6	6	胡家峪	2.7	有底柱分段崩落法	YG-80 BBC-120F	68~72	11~12	1.8	26~28	2.0~2.1, 1.1~1.2, 4.6~5.18~25	12	18~25	0.485	0.167	0.03	0.25		
7	7	狮子沟	2.7	有(无)底柱分段 崩落法	YG-80 BBC-120F	68~72	11~12	1.8	25~26	2.0~2.1, 1.1~1.2, 5.8~ 5.8	12~15	25~30	0.352	0.15~ 0.25	0.024	0.19		
8	8	铜矿峪	2.7	有底柱分段崩落法	YG-80 BBC-120F	68~72	11~12	1.8	25~26	2.0~2.1, 1.1~1.2, 4.8~ 5.8	12~15	25~30	0.484		0.0298	0.245		
9	9	程潮铁矿	3.74	无底柱分段崩落法	GYQ-80	85~90	12	2~2.2	23~25	2.0~2.3	1.0	7~11	292	0.3	0.02	0.086	0.13	
10	10	梅山铁矿	4.24	无底柱分段崩落法	YQ-90	60	12~15	1.6	27	1.3~1.5, 0.75~ 0.94		15	0.35		0.025	0.21		
11	11	凤凰山铁矿	3.63	分段崩落法、留矿法	YG-80	65	10	1.5~ 1.8	23~28	1.8~2.0, 1.1~1.2		<20	0.35~ 0.4	<0.1	0.26	0.03		
12	12	凤凰山铁矿	3.63	分段空场法	YQ-100	100	<40	2.5~ 3.0	28~30	2.7~3.0, 1.1~1.3		>20	0.3~ 0.35	0.1~ 0.15	0.25	0.03		
13	13	向山铁矿	2.6	无底柱分段崩落法	YQ-100	100	10~12	2.8	28	2.2~2.5, 0.98~ 0.9	12~14	7~10	0.17	0.02	0.01	0.26		
14	14	大庙铁矿	4.04	无底柱分段崩落法	YQ-80	57	10~15	1.5	26	1.5~1.8, 1.0~1.2, 5~5.6	5	5	0.32	0.025	0.015	0.1~ 0.2		
15	15	镜铁山铁矿	3.78	无底柱分段崩落法	BBC-120F	51	10~12	1.4~ 1.5	27~30	1.8~2.0, 1.2~ 1.34	5.1	15~20	0.31~ 0.34	0.08~ 0.12	0.035	0.25		
16	16	符山铁矿	3.18	无底柱分段崩落法	YQ-90	60	10~12	1.5	25	1.5~1.8, 1.0~1.2, 8~9	5	5	0.42	0.06~ 0.1	0.005	0.3		

苏联矿山深孔崩矿和矿石二次破碎指标表

表 2-10-15

企 业	年	矿体厚度 (m)	矿石硬度 系 数 孔隙度	矿石密度 (t/m ³)	深孔直径 (mm)	崩矿单位 炸药耗量 (g/t)	深孔布置	合格块度 尺 寸 (mm)	不合格大 块产量, 实体(%)	二次破碎 单位炸药 耗量 (g/t)
阿巴坎矿	1978	30~70	10~14	3.5	100~110	350~560		1000	4~5	80
塔斯塔戈尔矿	1978	70	12~14 致密的	3.5	100~110	600	9~18深孔 的平行孔群	1000	3~4	50
金列克斯矿	1978	20~120	12~15 致密的	3.5	100~110	600	5~6深孔 的平行孔群	1000	3~5	50
列宁山矿	1974	10~25	14~16 不大的	2.8	150	700	最小抵抗线 3.0米	400	15	140
里杰尔斯克矿	1973	8~20	12~16	2.8	150	600~700	3×3.5米	400	12	200
阿尔登-托普坎 斯克矿	1976	15~40	14	3.8	100	600	2.8×2.8米	800	6	200
高山矿务局 “磁铁”矿	1976	400~100	6~12 不大的	3.7	100	350	3.0×3.0米	1000	5	250
兹良诺夫公司矿	1977	15~30	12~16 不大的	2.8	150	500~700	最小抵抗线 3.5米	400~500	15	200
兹良诺夫公司矿	1977	3~15	12~16 不大的	2.8	70	500~600	1.8×1.8米	400~500	10	200
戈勃拉夫达特 矿务局“南方”矿	1976	20~40	10~14	3.7	100	600	最小抵抗线 2.5~3.0米	400	8	100
古勒金矿、库尔 斯克磁力异常区	1978	500	16~19	3.4	100	400	最小抵抗线 3.2~3.7米	800	5~10	40
伊尔奥斯克公司 别洛乌索夫斯基矿	1975	2~10	12~14	3.8	70	450	最小抵抗线 1.8米	400	7	100

挤压崩矿具有改善破碎质量、降低大块率，不必预留补偿空间、可实现一步骤回采等优点，因而得到了广泛的应用。

一般采用多排孔挤压爆破微差起爆法，一次爆破层厚度约20m左右，松散矿石的松散系数应不小于1.1~1.3，炮孔排距在1.5m左右。国内某些矿山挤压爆破参数见表2-10-16。

地下挤压爆破参数

表 2-10-16

矿山名称	矿体厚度 (m)	矿石坚固 性系数 (f)	崩 矿 参 数					挤压条件	一次崩矿 厚 度 (m)
			深孔排列 方 式	单位炸药 消耗量 (kg/t)	孔 径 (mm)	孔 深 (m)	最小抵 抗 线 (m)		
篦子沟矿	30~50	8~12	垂直扇形 深孔	$q=0.446$	65~74	10~15	1.8	相邻松散矿石挤压	15~18
易门铜矿 狮子坑	20~30	4~6	垂直、水 平扇形深孔		105~110	15		向相邻松散矿石 挤压	20
								两侧有松散矿石 向两侧挤压	30
胡家峪矿	15	8~10	垂直扇形 深孔	$q=0.479$	65~72	12~15	1.8	向相邻松散矿石 挤压	6~13

10.4 大孔径深孔爆破

大孔径深孔爆破有柱状药包爆破及球状药包爆破（VCR法），下面着重介绍球状药包爆破方法。

10.4.1 VCR采矿法的爆破理论基础

VCR法是美国C.W.利文斯顿对球状药包漏斗爆破的研究和L.C朗的实践应用的结果。

利文斯顿研究爆破漏斗理论，是在下列基础上进行的，即：

在一定埋深范围内，随着药包埋置深度的增加，爆破漏斗体积也将有所增加。当深度达到一定值时，再增加埋深，漏斗体积反而减小，最终将不出现爆破漏斗。把爆破漏斗体积最大时的药包埋深称为最佳埋深，不出现爆破漏斗时的药包最小埋深称为临界埋深。爆破漏斗随埋深变化的曲线叫利文斯顿曲线。

利文斯顿在研究上述现象的基础上，试验观察到一系列关系。

首先是埋深和炸药量之间的关系，即临界埋深和最佳埋深与炸药量的三分之一次方成正比，其比例系数为常数。

临界埋深和装药量的关系可以下式表示：

$$N = EW^{\frac{1}{3}} \quad (2-10-15)$$

式中 N ——临界埋深，m；

W ——齐发药量，kg；

E ——应变能系数。

最佳埋深 d 和装药量的关系同样可以表示为：

$$d = \frac{d}{N} EW^{\frac{1}{3}} = \Delta EW^{\frac{1}{3}} \quad (2-10-16)$$

式中 $\Delta = \frac{d}{N}$ ——最佳埋深和临界埋深之比，称最佳比例埋深。

上式说明，只要通过小型试验找出特定炸药和介质的 N 、 E 、 Δ 三个参数，就可以求出与任意炸药量 W 所对应的最佳埋深。

L.C朗对利文斯顿爆破漏斗理论的发展在于把球形药包用下向爆破，他认为凡长径比小于或等于6的药包可视为集中药包，或称为球形药包。与条形药包比较，集中药包对围岩扰动大，裂隙延伸长。把球形药包埋置于巷道顶板之上，抵抗线接近最佳埋深时，爆破形成的爆破漏斗大于向上爆破的爆破漏斗，因为这时重力及摩擦力不但不起阻碍作用，反而促使破碎带岩石冒落，加大爆破漏斗的尺寸。如果从矿块上部空间设计好的下向炮孔中靠孔底处安置集中药包爆破，一定厚度（应大于药包埋深）的矿层就会崩落到下部拉底空间内。如此重复进行爆破作业，整个矿段就以水平分层向上后退的方式向下崩落，直至全部采完。这就是V.C.R采矿方法的工艺思想。

10.4.2 爆破漏斗试验实例

凡是采用VCR法的矿山,均要进行爆破漏斗小型试验,用一定的装药量 W ,变化埋深,找出其临界埋深 N ,计算出应变能系数 E ,试验找出最佳埋深 d ,计算出最佳比例埋深 Δ ,得到一条 $\Delta-V/W$ 曲线。有了该曲线和 E 、 N 数据,就可以定出任意装药量的最佳埋深,作为工业爆破确定药包埋深的依据。

我国凡口和金川二矿区曾先后进行了多次爆破漏斗试验,以寻求合理炸药匹配和凿岩爆破参数。

(1) 试验条件 (见表2-10-17)

凡口、金川二矿区爆破漏斗试验条件

表 2-10-17

矿山名称	凿岩设备	孔 径 (mm)	孔 数	炮孔方向	炸药类型	每个药包重量 (kg)
凡口铅锌矿	YQ-100	$\phi 100$	6	水 平	CLH-2型乳化 炸药	4.5
金川二矿区	01-45	$\phi 80$	11	向 上	铵松腊、2°岩石 和HD型乳化炸药	2

(2) 爆破漏斗试验结果 (见表2-10-18)

凡口、金川二矿区爆破漏斗试验结果

表 2-10-18

项目内容	凡口铅锌矿	金 川 二 矿 区		
	CLH型乳化炸药	HD型乳化油	铵 松 腊	2°岩石炸药
1. 临界埋深 (m)	2.98	2.0	1.76	1.76
2. 最佳埋深 (m)	1.40	1.97	0.80	0.81
3. 应变能系数E	1.765	1.587	1.40	1.40
4. 最佳埋深比Δ	0.47	0.485	0.46	0.46
5. 爆破漏斗体积 V_s (m³)	4.29	2.347	1.74	1.76
6. 漏斗直径 (m)	2.90	3.01	3.2	3.0
7. 比能 V/Q (m³/kg)	0.93	1.174	0.87	0.88
8. 炸药单耗 (kg/t)	0.28	0.213	0.287	0.284

爆破漏斗试验表明,某种炸药与岩石物理性质相适应是一个相对概念,如在金川矿岩爆破性好的条件下,低威力炸药也可达到一定爆破效果。在金川矿岩条件下HD型乳化炸药与介质之间匹配更为合理。

10.4.3 VCR法的爆破工艺

10.4.3.1 炸药选择

最初,在VCR法中,均选用高爆速、高密度、高比能的炸药,后来有些矿山采用铵油炸药进行爆破,也取得良好效果。

所选用的炸药,应具有适当的摩擦和冲击敏感度,接近零氧平衡,便于装药并能充满炮孔等条件。

选用炸药的最好方法是,用不同品种的炸药作小型漏斗试验,进行比较,选取在最佳埋深时(单位重量或体积的炸药)崩矿量多而且经济的炸药品种。

国内用于VCR法的炸药如表2-10-19。

VCR 法常用炸药表 (国内)

表 2-10-19

炸 药	敏 油	葛里炸药	海特罗麦克斯 (阿克威麦克斯)	莫伦耐特	CLH乳化炸药	HD乳化炸药
密度 (g/cm ³)	0.92	1.217	1.5	1.3	1.4~1.45	1.4
爆压 10 ⁵ Pa	31	54.4	105	80		
爆速 m/s					4500~5500	4268

10.4.3.2 炮孔参数

钻机偏斜率应控制在1.5%之内,孔径多用165mm,炮孔间距参照试验的爆破漏斗开度,最佳埋深定一个初始值,再经工业试验逐步进行调整。有关矿山间距参见表2-10-20。

边界炮孔的布置应特别注意,当矿体与围岩比较稳固,炮孔应靠近矿体边缘线;矿、围岩稳固性较差,边界炮孔在距边界线1~1.5m处布置,以防止上、下盘脱落。如回采矿柱,边界孔应距充填体1~1.5m,防止充填体脱落。

炮孔间距表

表 2-10-20

矿 山 名 称	孔 径 (mm)	孔 距 (m)
凡 口	165	孔底2~4
金 川	165	孔底2~4
列 瓦 克(加拿大)	165	梅花布孔, 3 m
桦 树(加拿大)	152	孔底距3.6~4.6
百 年 矿(加拿大)	165	2.4
霍姆斯特克(美国)	165	2.1×2.7
卡 弗 克(美国)	165	2.5×2.5, 3×3, 4×4

10.4.3.3 装药

装药前必须清孔,特别是不和拉底空间贯通的炮孔,要将积水、岩粉吹洗干净,然后精确测量孔深及补偿空间的高度,绘制爆破顶板和矿堆轮廓图,调整原设计的药包位置和装药量、起爆顺序;最后,依次按放塞、装药包、再堵塞的顺序严格按设计要求作好装药工作。装药地点要清洁,防止炮孔堵塞,发现堵孔及爆破“打枪”时要及时处理。

10.4.3.4 爆破

常用的起爆网路有电爆网路、电爆与导爆索网路、导爆索与导爆管(非电微差雷管)网路等多种,也有两套起爆网路混用的。埋深为1.8~2.5m时,一般单层爆落高度为3.0m左右。

同一层的药包有同时起爆的,也有用孔间微差起爆的,一般延迟时间为25~50ms。微差起爆可减少地震和空气冲击波的影响、破坏。使用微差起爆时,一般先爆中心炮孔,后爆边角炮孔。

单分层爆破比较简单,但效率较低。为了减少工序,在每个炮孔中一次装几层药包,用孔内延迟技术起爆,即多层爆破。多层爆破多用于软岩和顶柱回采。顶柱回采时,一般最后一次爆破三层。

关于各种网路的规划布置, 计算及安全要求等问题参看本手册第一篇第七章露天大爆破中有关节。

国内外部分矿山应用VCR法的实例及参数如下表2-10-21。

10.5 药室崩矿

药室崩矿是在专门开凿的巷道或药室内集中装药的崩矿方法。药室可以向自由空间, 也可以向已崩落的矿石进行崩矿。药室崩矿分有药室的和无药室(将炸药放在巷道内)两种, 见图2-10-16。

由于该方法所需巷道工程量较大, 大块率较高, 所以多用于采空区处理, 矿体极坚硬不好打孔或裂隙发育打孔困难的采区。国内在弓长岭铁矿、镜铁山铁矿、杨家杖子松树卯矿采用了药室崩矿法。

药室崩矿的原理及设计方法与露天硐室大爆破基本相同, 可参阅第一篇第七章有关内容。各项爆破参数计算也基本相同, 其中密集系数 m 一般为 $0.8 \sim 1.2$, 在处理采空区时可取 $1 \sim 2$ 。

药室崩矿的最小抵抗线取决于采空区处理所需的盖层厚度与顶板的崩落面积; 对回采矿柱和矿房则取决于矿柱与矿房的几何参数, 一般最小抵抗线不能大于矿房宽度, 此外也取决于破碎块度。

杨家杖子矿务局、松树卯矿采用有底柱强制崩落回采露天底部矿体, 钻凿上向孔迂到松动矿层有80%夹钎和塌落, 炮孔完好率仅15%, 爆破效果很不好, 因此改为小药室挤压爆破方案。矿房布置见图2-10-17。

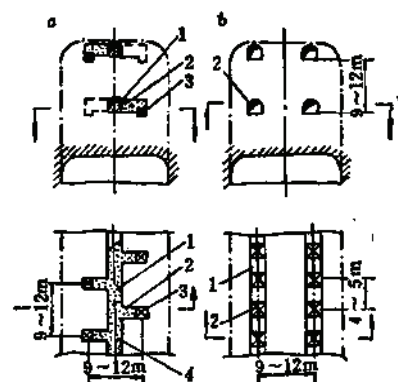


图 2-10-16 药室崩矿示意图

a—带药室, b—无药室的
1—断面 $1.5 \times 1.8\text{m}$ 的药室横巷; 2—断面 $1.2 \times 1.8\text{m}$ 的药室; 3—深约 0.5m 的药井; 4—用矿石碎块填塞

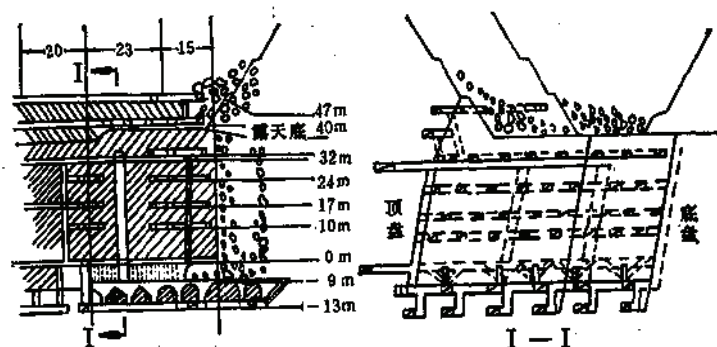


图 2-10-17 松树卯矿药室布置图

药室崩矿主要指标:

药室最小抵抗线

7~8m

药室水平距离

4~6m

药室层数

7层

药室个数

92个

计算挤压松散系数	1.162
单位耗药量	$f = 10 \sim 12$ 0.6kg/t
	$f = 8$ 0.4kg/t
总装药量	103.4t
爆破顺序	毫秒爆破共9段

10.6 深孔成井爆破

深孔成井爆破应用于天井、溜井和充填天等的掘进，它比普通浅孔爆破法具有作业安全、工效高、劳动条件好、成本低等优点。爆破有两种方法：一是空孔掏槽爆破法，见图2-10-18a；一是漏斗爆破法，见图2-10-18b。目前使用较多的是前一种方法。

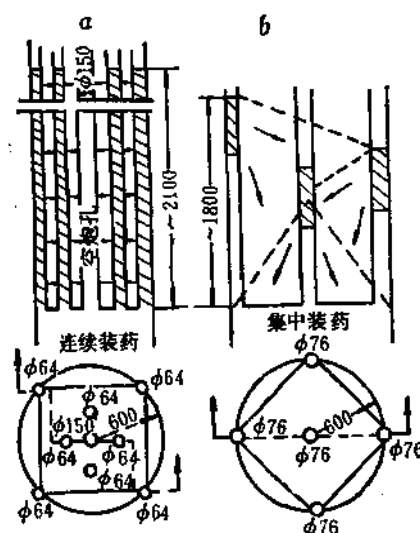


图 2-10-18 深孔成井爆破

10.6.1 深孔布置

10.6.1.1 空孔掏槽爆破法

是以中心平行空孔为自由面的爆破法。该法空孔直径比装药孔大，但不装药，其它炮孔布置应根据岩石性质、炮孔直径、掏槽方式及天井断面大小确定。

第一响掏槽孔至空孔的距离 L 按下式计算：

$$L = \frac{\pi}{4} \times \frac{2D^2 + n(D^2 + d^2)}{n(D + d)} \quad (2-10-17)$$

式中 D ——空孔直径，mm；

n ——补偿系数；

d ——第一响掏槽孔孔径，mm。

掏槽孔至空孔的距离可按式计算：

$$L = (2.6 \sim 4.5) D \quad (2-10-18)$$

表 2-10-21

部分矿山应用VCR法实例及参数

顺序号	矿 山 名 称	孔 径 (mm)	埋置深度 (m)	布孔方式	孔网尺寸 (m)	柱状药 包重量 (kg)	爆破层 厚度 (m)	堵塞高度 (m)	采场规格 长×宽×高(m)	孔 深 (m)	每米孔 爆药量 (g/m)	单位耗药量 (g/t)
1	Levaack (加拿大)	165	1.8	垂直孔	4.6×3	34	3.9~4.2		6×49×20~26			
2	LefackWest (加拿大)	165			3.33×3.33	34	3.33					140
3	Birchtree (加拿大)	152	~2.5	扇形孔	3×3	23	3.60		3~9×38×34 8~15	32		
4	Centennial (加拿大)	165	1.75	倾斜孔	3×3~4.2×4.2	34			6×~×43		32.2	300
5	Strathcona (加拿大)	165	1.80	垂直孔	3×3	37.5	3~3.6	1.8~2.0	87×107/122×61	56		
6	Rabiales (西班牙)	165	~2.6	扇形孔	3×3	25	3.0	1.0	15×25×70	55	33.0	340
7	White horse (加拿大)	165			4.2×4.2		2.4		24	50	32.7	300
8	Carr Fort (美国)	156	2.0	扇形孔	2.5×2.5~3×3	34	3.0	3.0	15×~×45	40~45	18.6~21.6	210~330
9	Honestie (美国)	165	2.06	倾斜孔	2.4×2.4~3×3	2.72~31.3	4.27	1.5~2.4				750
10	Almaden (西班牙)	165	1.79		2×2	18	2.46	2.0	45~5×30×44	40	13	650
11	Fobian (瑞典)		1.80		2×2							
12	Ciere land (澳大利亚)	158	2.4~2.8	垂直孔	3.7×3	37.5或12.5	3.0		6.1×40×45	35		
13	凡口铅锌矿 (中国)	165	2.25	垂直孔	2.7×2.7	25	3.86	1.75~2.5	8×38×32.2	32	24.8	280
14	金川二矿	165	2.21~2.45	垂直孔	排距≥8 孔距2.5~3.0	20~25	2.8~3.7	1.0	8×22.5	50	14.7	468

周边孔的数目和间距应保证天井规格, 均匀布置为宜。

空孔掏槽孔布置实例见图2-10-19。

10.6.1.2 漏斗爆破法

是以单孔爆破漏斗方法掏槽, 然后按顺序分段爆破, 每段爆破一个孔, 这种方法如图2-10-20。

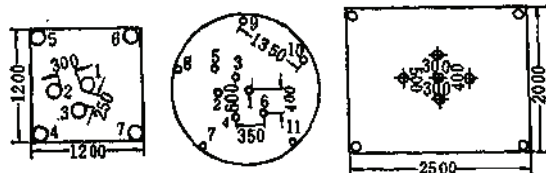


图 2-10-19 空孔掏槽布孔图

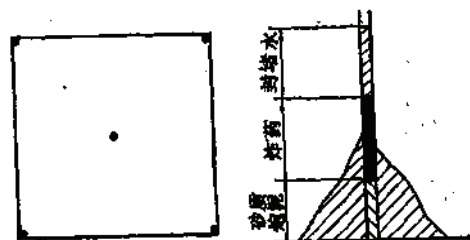


图 2-10-20 漏斗爆破示意图

漏斗爆破法炮孔布置, 应根据所采用的大直径炮孔漏斗试验结果和天井断面与形状确定。

10.6.2 深孔爆破参数

10.6.2.1 炮孔直径

一般常用的孔径为90~130mm, 采用FJ1-700钻机为51~76mm, ROC 306型钻机为165mm。

10.6.2.2 炮孔数目

一般根据类似矿山经验和实际试验确定, 也可用下式估算:

$$N = \frac{kqs}{r} \quad (2-10-19)$$

式中 k ——断面系数, 以 $2 \times 2\text{m}^2$ 为1, $2 \times 1.5\text{m}^2$ 为1.04, $1.5 \times 1.5\text{m}^2$ 为1.2;

r ——每米炮孔装药量, kg/m;

s ——天井断面, m^2 ;

q ——单位耗药量, kg/m^3 。

10.6.2.3 分段高度

一次爆破分段高在10米以上的, 一般适用于松软岩石爆破。例如云南昆钢八街矿在不稳固的砂质板岩互层中爆破, 每次爆破分段高在12~15m。

一次爆破分段高在10m以下的低分段爆破采用于中硬以上的岩石中。

10.6.2.4 装药量计算

1. 掏槽孔的每米炮孔装药量 Q_1 :

$$Q_1 = 1.6 (\sin \alpha_1)^{-\frac{2}{3}} \left(L_1 - \frac{D}{2} \right) \quad (2-10-20)$$

式中 Q_1 ——每米炮孔装药量, kg/m;

α_1 ——装药孔中心至空孔切线夹角之半 ($^\circ$);

L_1 ——装药孔至空孔的距离, m。

2. 其它炮孔的装药量 Q_2

$$Q_2 = 0.6 (\sin \alpha_2)^{-\frac{1}{2}} L_2 \quad (2-10-21)$$

式中 Q_2 ——每米炮孔装药量, kg/m,

α_2 ——装药孔中心至槽腔切线夹角之半, ($^\circ$),

L_2 ——装药孔至槽腔自由面的距离, m。

10.6.2.5 单位耗药量 q

q 值受岩石性质、天井断面、炮孔直径、炮孔数目及分段高度等影响。部分矿山单位耗药量见表2-10-22。

深孔天井爆破 q 值表

表 2-10-22

矿 山 名 称	单 位 耗 药 量 (kg/m ³)
黄 沙 坪	25
四川石棉矿	15
云南八街矿	11.1
苏联塔什塔哥尔矿	50~52
日本日立矿	25.17
芬兰奥托昆普矿	20

深孔爆破矿山实例

表 2-10-23

矿山名称	岩石性质	天 井 规 格		钻机类型	孔 径 (mm)	孔 数 (个)	分段爆破 高 度 (m)	有无空孔
		断 面 积 (m ²)	高 度 (m)					
黄沙坪矿	灰石砂岩 $f=8\sim14$	1.5×1.5	8~35	YQ-100 反修-100	95~120	7~12	3~6	有
		2.0×2.0						
		2.0×2.5						
车江铜矿	含铜砂岩 $f=6\sim7$	Φ2.4m	70~80	红旗-100 300米地质钻	90~127	10~11	2.8~3.5	有
四川石棉矿	花岗岩、蛇纹岩 $f=5\sim7$	Φ1.5m	37~58	YQ-100	100	3~5	3~5	有
宣武锰矿	白云岩 $f=8\sim10$	1.2×1.2	19	北京-100型 地质钻		7	2.2~2.6	有
八街铁矿	砂岩、板岩辉 绿岩 $f=2\sim5$	Φ0.8~2.5	15~53	YQ100 KD-100	90~110	1~3	12~15	无
桃 林	$f=7\sim9$	2.5×2.5	6~20	YZ90	65~150		14	有
瑶岗仙	$f=12\sim15$	>3m	73	牙轮钻	26~500	5	5~7	有
湘 东	$f=12\sim14$		11~14	反修100	100		3.5~4.5	
中条山	$f=8\sim12$		45	Simba5	76~15	11		

10.6.3 深孔爆破施工要点

10.6.3.1 施爆要求

- (1) 保证炮孔施工质量, 炮孔偏斜率不超过0.5%, 最大不超过1%, 否则应补孔。
- (2) 多用自下而上的起爆顺序, 掏槽孔间隔时间可取25~5ms, 辅助孔和周边孔的间隔时间以取150ms以上为宜。
- (3) 装药前要检查炮孔是否畅通, 然后堵塞孔底, 一般堵0.3~0.5m炮泥或砂子。装药应按设计规定的结构进行连续或分段装药。

10.6.3.2 预防炮孔堵塞的措施

- (1) 平行空孔掏槽时, 各孔的装药高度尽可能保持同一高度;
- (2) 每次爆破后应使工作面平整, 否则应补爆;
- (3) 保证装药质量;
- (4) 不宜堵塞炮泥, 以防炮泥烧结堵死炮孔;
- (5) 防止块石落入孔内;
- (6) 不应随意加大分段高度。

10.6.4 实例

我国部分矿山深孔爆破成井实例见表2-10-23。

我国某地下油库采用深孔一次成井法, 井深21m, 断面为 $4.2 \times 4.2\text{m}^2$, 穿过白云岩及花岗岩, 容重 2.5t/m^3 , 抗压强度为140~240MPa。全部炮孔从地面用钻车一次钻出, 爆破是全断面全深预裂, 分层多段爆破, 其布孔及起爆顺序见图2-10-21, 其参数见表2-10-24。

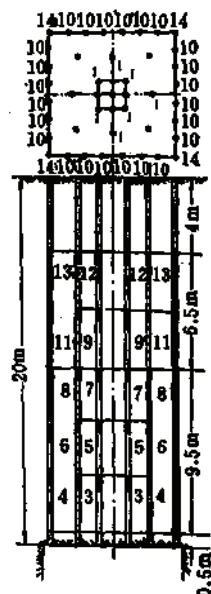


图 2-10-21 起爆顺序图

深孔参数表

表 2-10-24

孔 名	裂 槽 孔	裂 环 孔	裂 边 孔	抛 碴 孔	崩 落 孔
孔 数	5	4	28	4	4
孔 径	64	64	64	102	64
装药结构	不偶合连续	不偶合连续	不偶合连续	偶合空气间隔	偶合沙粒间隔
爆破方式	全深同时爆破	全深同时爆破	全深同时爆破	分五段延期爆破	分五段延期爆破
爆破顺序	1	1	10 14	3, 5, 7 9, 12	4, 6, 8 11, 13

第十一章 回 采 出 矿

责任编辑单位 长沙有色冶金设计研究院

参加编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

编 写 人 陈祖佑 曾传仪

地下开采矿山生产能力的提高和劳动生产率的增长在很大程度上取决于回采出矿作业的出矿结构和机械化程度。地下矿山回采出矿形式主要有铲运机出矿、装运机出矿、电耙出矿、振动放矿机出矿、溜口闸门出矿、装岩机出矿等六种，国外还有铲运机-自卸汽车出矿、装载机-自卸汽车出矿、挖掘机-自卸汽车出矿、连续出矿机出矿等。

本章内容只包括前四种出矿形式，其中以无轨设备出矿和振动放矿机出矿为重点。

关于无轨设备出矿巷道断面规格确定，路面构筑等内容详见第三章矿床开拓。铲运机-自卸汽车出矿详见矿机卷。电耙出矿中的采场底部结构及溜口闸门出矿内容详见第五章采矿准备及切割。其它采场内的出矿结构内容详见第六、第八章有关内容。

11.1 铲 运 机 出 矿

铲运机在生产实践中有如下优点：

(1) 具有极大的机动灵活性，无须铺轨架线，可快速自行到所需的工作场所进行铲、装、运作业；

(2) 简化了井下作业，节省了溜井和漏斗等开凿及安装工作量；

(3) 作业范围广。铲运机不仅适用于采场回采出矿和掘进出碴，还可作道路平整，材料运搬，集中大块，粉矿回收，边缘矿体回采等多种作业；

(4) 劳动效率高，生产能力大。

铲运机在井下应用也存在下列问题 and 缺点：

(1) 柴油铲运机排出的废气污染井下空气。铲运机虽带有废气净化器，但废气净化问题尚未很好解决，需辅以强制通风，加大了通风费用；

(2) 轮胎消耗量大，轮胎消耗费用高。每台铲运机年消耗轮胎数多至数十条，与路面条件和操作水平有关。其所需费用，国外矿山一般占装运费的10~20%，国内矿山一般占装运费的20~30%；

(3) 维修工作量大，维修费用高，且需熟练的司机和装备好的保养车间。据澳大利亚Mount Isa 矿的统计资料，在分层充填法采场中，ST-5型铲运机每一工作小时需4.25维修工时。国内矿山维修费一般占装运费的20~40%。且维修费随设备使用时间的延长而急剧增加；

(4) 基建投资大，设备购置费用高。国内矿山设备折旧一般占装运费的20~30%，且要求巷道规格较大；

(5) 国内使用铲运机的生产矿山目前管理和维修水平较低, 装运作业成本较高。柴油铲运机装运作业每吨成本一般为1.0~2.0元, 电动铲运机为0.58~0.77元, 而电耙一般仅为0.5元左右。

因此, 在选用铲运机出矿时, 应经过详细的技术经济比较后确定。但经国内生产矿山十多年的使用实践证明, 铲运机的优点比较突出。随着国产设备和备件解决及维护管理水平的提高, 铲运机的使用数量将逐年扩大。

11.1.1 使用条件

- (1) 要求采场开采强度大和劳动生产率高的矿山;
- (2) 矿石和围岩稳固性较好;
- (3) 备品、备件来源方便并有足够的维修力量和管理水平的矿山。

11.1.2 出矿方式和出矿结构

11.1.2.1 出矿方式

根据铲运机出矿所处地点的不同, 可分为下列三种出矿方式。

(1) 铲运机在采场底部结构中长时间固定在一条或几条装运巷道中铲装和运输矿石, 如留矿法、分段法、阶段矿房法, 有底柱分段崩落法、阶段崩落法等采矿方法的回采出矿。

(2) 铲运机在采场进路中铲装和运输矿石, 如分层崩落法、进路式上向水平分层充填法、下向水平分层充填法、无底柱分段崩落法等采矿方法的回采出矿。

(3) 铲运机在采场内多点不固定的铲装和运输矿石, 如全面法、房柱法、上向水平分层充填法等采矿方法的回采出矿。

11.1.2.2 出矿结构

1. 采场底部结构中的出矿结构

由集矿巷道, 出矿巷道, 装矿进路, 运输平巷, 出矿溜井等构成, 见图2-11-1。

(1) 集矿巷道为连接装矿进路与上部采场的受矿结构, 且平行于出矿巷道。

集矿巷道在采场中的条数根据采场宽度确定, 当采场宽度小于20m时, 采用单巷道; 当采场宽度大于20m时, 采用双巷道, 见图2-11-1, 2-11-2, 2-11-3。集矿巷道的斜面倾角一般采用45°~55°。

(2) 出矿巷道为平行于集矿巷道与装矿进路连接的巷道。当采场垂直矿体走向布置时, 该巷道为穿脉巷道, 且位于间柱中, 见图2-11-1。当采场沿矿体走向布置时, 该巷道沿矿体走向布置于矿体下盘或上盘围岩中, 见图2-11-2。

(3) 装矿进路是连接出矿巷道与集矿巷道的巷道。该巷道的布置与采场尺寸、铲运机的外形尺寸, 矿岩的稳固程度和运输巷道的布置有关。

装矿进路与出矿巷道的连接, 可斜交, 交角一般为45°~50°左右, 见图2-11-2。

装矿进路间距一般为10~15m。间距过小, 不能保证出矿结构的稳定性; 间距过大, 进路间难于装运出的三角矿堆损失过大。因此, 装矿进路支护后可以采场底部总暴露面积不超过采场水平面积的40%为参考。

铲运机在直线位置上铲装效率高, 机械磨损小。因此, 该巷道长度一般不小于设备长

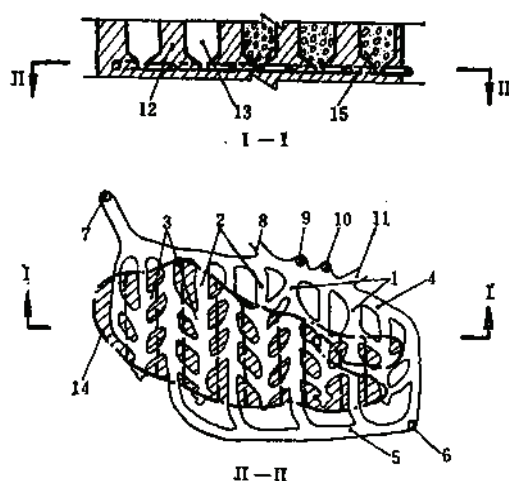


图 2-11-1 采场底部结构中的出矿结构布置图
1—出矿巷道；2—集矿巷道；3—装矿进路；4—运输平巷；5—上盘平巷；6—回风天井；7—进风天井；8—通向上部的斜坡道；9—废石溜井；10—矿石溜井；11—通向下部的斜坡道；12—间柱；13—矿房；14—矿体界线；15—采下矿石

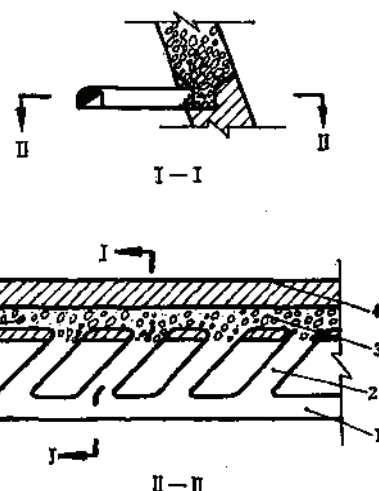


图 2-11-2 装矿进路与出矿巷道斜交布置图
1—出矿巷道；2—装矿进路；3—集矿巷道；4—矿体界线；5—采下矿石

度与矿堆占用长度之和。

装矿进路布置形式与采场宽度有关，当采场宽度小于12m时，采用单侧装矿进路的布置形式（见图2-11-2）；当采场宽度为12~20m时，采用单侧装矿进路的布置形式（见图2-11-1），一般两侧进路错开布置；当采场宽度大于20m时，采用双侧装矿进路的布置形式（见图2-11-3），两侧进路可对称布置，亦可错开布置。

（4）运输平巷为与出矿巷道连接的巷道。当采场垂直矿体走向布置时，该巷道沿矿体走向布置于上、下盘围岩或矿体中；当采场沿矿体走向布置时，该巷道与出矿巷道合而为一。

（5）出矿溜井可沿运输平巷或出矿巷道布置。当沿出矿巷道布置时，一个采场设置一条；当沿运输平巷布置时，几个采场设置一条。其间距根据铲运机经济合理单程运距确定。实例见表2-11-1。

随着遥控铲运机的出现，发展了一种平底结构遥控铲运机出矿方式，它与出矿结构相似，装矿进路可单侧布置，也可双侧布置。但采场底部不开集矿沟，而是按采场全宽拉底。一般在采场出矿到最后阶段，遥控铲运机从装矿进路进入采场空区中进行三角矿堆的装运。这种方式不仅简化底部结构且可减小损失。

凡口及大厂锡矿设计中VCR法及大孔阶段矿房法中采用的装矿进路单侧布置出矿结构如图2-11-4。

2. 采场进路中的出矿结构

由回采进路，分段（分层）平巷和出矿溜井等构成，且位于分段（分层）的底部水平、回采进路的布置，间距等详见第七、八章。

铲运机在采场底部结构中的出矿结构实例

表 2-11-1

国名	矿山名称	采矿方法	出 矿 结 构				
			集矿巷道	出矿巷道	装矿进路	运输平巷	出矿溜井
1	2	3	4	5	6	7	8
中 国	寿王坟铜矿	分段凿岩的阶段矿房法。矿体厚度大于20m时,矿房垂直矿体走向布置,矿房宽35m,长50m,间柱宽15m,底柱厚11~14m,采用LK-1和TORO-100型铲运机出矿	为单矿沟,矿沟斜面倾角50°,矿沟底部宽度10~14m,位于矿房中央最底部	平行于集矿矿沟,且位于间柱中央	与出矿巷道斜交,交角为50°,采用单矿沟双侧进路布置形式,两侧装矿进路对称布置,其长为13~17m,间距为15m	沿矿体走向布置在矿体下盘15~17m处	沿出矿巷道布置,每一采场一条,断面规格为2.5×2.5m
	金山店铁矿	平底结构的自然崩落法。沿矿体走向布置,矿房长度80m,矿房宽度为矿体厚度。采用LK-1型铲运机出矿	无	沿矿体布置,且位于围岩中、上下盘围岩中各布置一条	与出矿巷道直交,为双侧进路布置形式,两侧装矿进路对称布置,其间距为10m	与出矿巷道合而为一	沿出矿巷道布置其间距为80m,平均运距40~50m
	中条山铜矿有色金属矿	有底柱阶段崩落法,垂直矿体走向布置,采场长100m,宽16m,采用架线式和LK-1型铲运机出矿		垂直矿体走向布置,且位于矿体中	与出矿巷道斜交,交角为45°,为单侧进路布置形式	沿矿体走向布置在矿体下盘围岩中	沿运输平巷布置
	柿竹园多金属矿设计	分段凿岩的阶段矿房法,盘区布置,矿房长64m,宽20m底柱厚14m,分段高22m,采用ST-5型铲运机出矿	为单矿沟,矿沟斜面倾角为50°,矿沟底宽4m,位于矿房中央最底部	平行于集矿矿沟,且位于间柱中央	与出矿巷道斜交,交角为50°,采用单矿沟双侧进路布置形式,两侧装矿进路错开布置,其长为12m,间距为15m	为盘区平巷与出矿巷道直交,且位于盘区矿柱中	为矿山主溜井,沿盘区平巷布置,其间距为150m,溜井规格为φ3m(最大出矿块度为750mm)
美 国	Pilot Knob	分段凿岩的阶段矿房法,盘区布置,矿房宽度大于30m,间柱和盘区矿柱宽为9m,采用ST-5型铲运机出矿	为双矿沟,位于矿房最底部	平行于集矿矿沟,且位于间柱中央	与出矿巷道斜交,采用双矿沟双侧进路布置形式,其间距为15m		

续表

国名	矿山名称	采矿方法	出 矿 结 构				
			集矿竖沟	出矿巷道	装矿进路	运输平巷	出矿溜井
1	2	3	4	5	6	7	8
加拿大	Madeline	分段凿岩的阶段矿房法, 矿房垂直矿体走向布置, 矿房宽18m, 间柱宽12m, 底柱高12m, 采用ST-4A型铲运机出矿	为单竖沟, 位于矿房中央最底部	平行于出矿竖沟, 且位于间柱中央	与出矿巷道斜交, 交角为50°, 单竖沟双侧进路布置形式, 两侧装矿进路错开布置, 其长度为19米左右, 间距为15m	沿矿体走向布置, 且位于矿体下盘围岩中, 与出矿巷道直交	沿运输平巷布置, 两个采场共用一条, 铲运机平均运距为84m
赞比亚	Rokana Mindola	分段法, 阶段高度76m, 分段高度15m, 不分矿房矿柱沿矿体走向连续回采	为单竖沟, 位于矿房中央最底部	与运输平巷合而为一	与运输平巷直交, 单竖沟单侧进路布置形式, 其长度为20米左右, 距矿体6米处有一条下盘通风平巷, 连接各装矿进路, 装矿进路间柱为9m	位于矿体下盘围岩中, 距矿体24m	沿运输平巷布置, 其间距76m, 断面规格为 $\phi 1.8m$
亚	Mufulira	分段法, 阶段高度76m, 分三个分段, 分段间有6米厚的斜矿柱, 沿矿体走向布置采场, 采场长度为24m, 间柱宽8m, 采用Cat 950铲运机出矿	为单竖沟, 竖沟斜面倾角55°, 且位于矿房中央最底部	与分段运输平巷合而为一	与分段运输平巷直交, 单竖沟单侧进路布置形式, 其间距为10m, 长度8.5m	位于矿体的下盘与矿体的交接处	沿分段运输平巷布置, 其间距为90m

(1) 分段(分层)平巷是与回采进路连接的巷道, 一般沿矿体走向布置于靠下盘或靠上盘的矿体中, 在矿体极不稳固时, 可布置在上盘或下盘的围岩中。当回采进路沿矿体走向布置时, 分段(分层)平巷与回采进路合而为一。一般分段高度为10~15m, 分层高度为2.8~3.5m。上下分段(分层)平巷应错开布置。

(2) 出矿溜井沿分段(分层)平巷布置, 且位于下盘或上盘围岩中, 一般1~2个采场布置一条。

采场进路中的回采出矿结构实例见表2-11-2。

3. 采场内的出矿结构

1) 全面法和房柱法的出矿结构

铲运机出矿是比较适应的, 设备可自由出入采场, 出矿结构由出矿斜巷(平巷)、运输平巷和出矿溜井等构成。

在采场进路中的出矿结构实例

表 2-11-2

国名	矿 山 名 称	采 矿 方 法	出 矿 结 构		
			回 采 进 路	分 段 平 巷	出 矿 溜 井
1	2	3	4	5	6
中	海王坡铜矿	无底柱分段崩落法，垂直矿体走向布置，4~5条回采进路一个采场，即采场宽度为50~60.5m，分段高度为47m，采用LK-1型铲运机出矿	垂直矿体走向布置，与分段平巷直交，回采进路间距为12.5m，长度为矿体厚度	沿矿体走向布置在脉外16~17m处的下盘围岩中	沿分段平巷布置，其间距为25~37.5m，溜井规格为2.5×2.5m
	大厂矿务局铜坑铜矿	无底柱分段崩落法，垂直矿体走向布置，6条回采进路一个采场，即采场宽度为50m，分段高度12m，采用LP-4.1型铲运机出矿	垂直矿体走向布置，与分段平巷直交，回采进路间距为10m	沿矿体走向布置在下盘围岩中，当矿体厚度较大时，在矿体上、下盘围岩中各布置一条分段平巷	沿分段平巷布置，每个采场布置一条，其间距为50m，平均运距50~100m，溜井规格2×2m
	丰山铜矿	无底柱分段崩落法，垂直矿体走向布置，采场宽度50m，分段高度为10m，采用WJ-2和LK-1型铲运机出矿	垂直矿体走向布置，与分段平巷直交，其间距为10m，上、下分段错开呈菱形布置	沿矿体走向布置在围岩中	沿分段平巷布置，其间距为80~100m，平均运距为60~70m，溜井规格为Φ3m
	中金子条沟山铜矿有色矿	无底柱分段崩落法，垂直矿体走向布置，分段高度为10m，采用LK-1型铲运机出矿	垂直矿体走向布置，与分段平巷直交，其间距为10m	沿矿体走向布置在矿体上盘的矿体中	沿分段平巷布置，其间距为30m，平均运距在70m以内
	符山铁矿	无底柱分段崩落法，垂直矿体走向布置，5条进路一个采场，即采场宽度为50m，分段高度10m采用LK-1型铲运机运矿	垂直矿体走向布置，与分段平巷直交，回采进路间距8~10m	沿矿体走向布置在下盘围岩中，矿体厚度较大时，在矿体中间再布置一条分巷平巷	沿分段平巷布置，一个采场布置一条，其间距为50m，平均运距80~120m
国	梅山铁矿	无底柱分段崩落法，盘区布置，50~60m划分为一个盘区，在盘区中每60m布置一个采场，分段高度为12m，采用LK-1型铲运机出矿	垂直盘区平巷布置，与盘区平巷直交，其间距为10m，其长度为25~30m	即为盘区平巷，且位于矿体中	沿盘区平巷布置，一个采场布置一条，其间距为50~60m，平均运距73m左右
	弓长岭铁矿	无底柱分段崩落法，垂直矿体走向布置，5~6条进路一个采场，即采场宽度为50~60m，采用LK-1型铲运机出矿	垂直矿体走向布置，与分段平巷直交，其间距为10m	沿矿体走向布置在矿体下盘的角闪岩中	沿分段平巷布置，一个采场布置一条，其间距为50~60m，平均运距为50m

续表

国名	矿 山 名 称	采 矿 方 法	出 矿 结 构		
			回 采 进 路	分 段 平 巷	出 矿 溜 井
1	2	3	4	5	6
中 国	程潮铁矿	无底柱分段崩落法，垂直矿体走向布置，5条进路一个采场，即采场宽度为50m，分段高度为10~12m，采用WJ-1.5型铲运机出矿	垂直矿体走向布置，与分段平巷直交，其间距为10m	沿矿体走向布置在矿体上盘围岩中	沿分段平巷布置，一个采场布置一条，其间距为50m，平均运距为110m
	尖林山铁矿	无底柱分段崩落法，垂直矿体走向布置，采场宽度50m分段高度为10m，采用LK-1和ZLD-40型铲运机出矿	垂直矿体走向布置，与分段平巷直交，其间距为10m	沿矿体走向布置在下盘大理岩中	沿分段平巷布置，其间距为80m，平均运距为75m

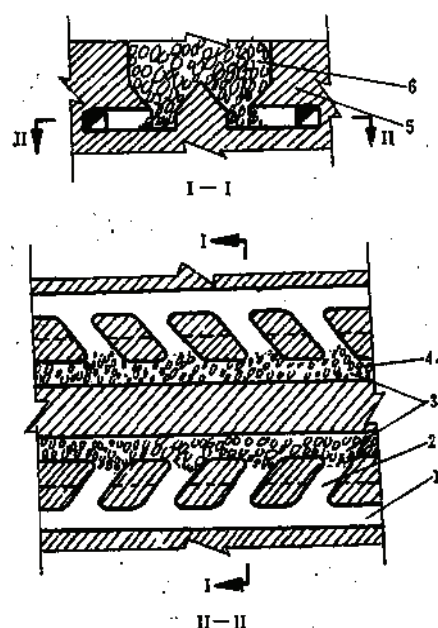


图 2-11-3 双堑沟双侧装矿进路布置图

1—出矿巷道；2—装矿进路；3—集矿堑沟；4—采下矿石；5—间柱；6—矿房

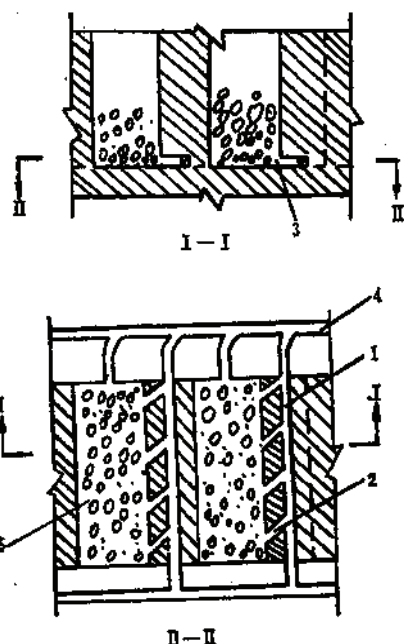


图 2-11-4 平底结构遥控铲运机出矿布置图

1—出矿巷道；2—装矿进路；3—铲运机在空区装矿；4—脉外运输平巷；5—崩下矿石

(1) 出矿斜巷(平巷)一般位于矿体内，当矿体倾角小于 $5^{\circ}\sim 6^{\circ}$ 时，该巷道布置呈与矿体倾向一致的直斜巷(平巷)，见图2-11-5。当矿体倾角大于 $5^{\circ}\sim 6^{\circ}$ 时，该巷道布置呈伪倾斜的直斜巷或折返斜巷，见图2-11-6，2-11-7。作为矿石、人员、设备和材料运输的通道。当矿体厚度较大时，斜巷亦可位于矿体下盘围岩中，用分层横巷与采场连接。

(2) 运输平巷和溜井布置同前。

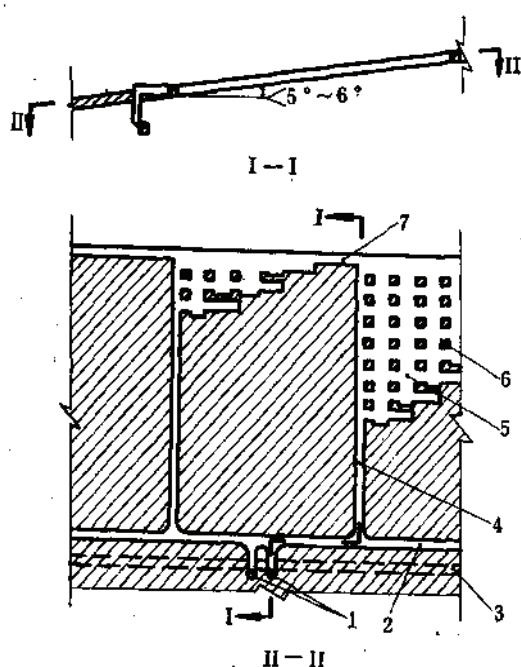


图 2-11-5 与矿体倾向一致的直斜巷布置

1—出矿溜井；2—运输平巷；3—阶段运输平巷；
4—出矿斜巷；5—采场；6—矿柱；7—通风平巷

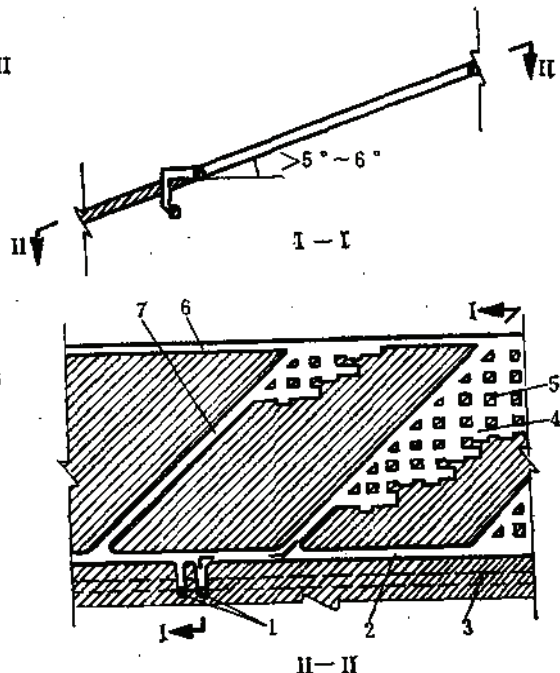


图 2-11-6 伪倾斜直斜巷布置

1—出矿溜井；2—运输平巷；3—阶段运输平巷；4—矿房
5—矿柱；6—通风平巷；7—出矿斜巷

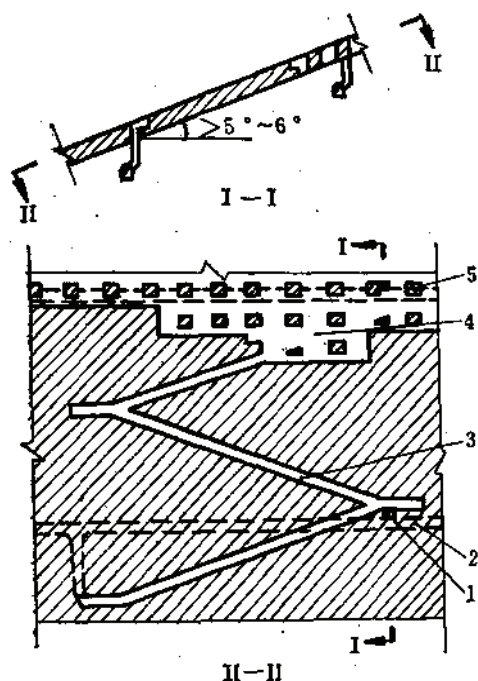


图 2-11-7 伪倾斜折返斜巷布置

1—出矿溜井；2—阶段运输平巷；3—出矿斜巷；4—
矿房；5—矿柱

国外生产矿山常采用铲运机-自卸汽车、装载机-自卸汽车和挖掘机-自卸汽车等出矿方式出矿，采场一般不设出矿溜井，回采工作面矿石用自卸汽车直接运至矿山装载矿仓或主溜井。其运距一般在800~1000m以上。

实例，见表2-11-3。

2) 上向水平分层法的出矿结构

由斜巷、分段平巷、出矿进路(联络道)和出矿溜井等构成。

(1) 斜巷一般位于矿体下盘围岩中，见图2-11-8。当矿体下盘围岩不稳固时，亦可布置在矿体上盘围岩或矿体中，作为人员、设备和材料的运输通道。

(2) 分段平巷的布置为：当采场垂直矿体走向布置时，分段平巷一般沿矿体走向布置于下盘围岩中，见图2-11-9、2-11-10。当矿体下盘围岩不稳固时，可布置在上盘围岩或矿体中，且与斜巷连接。分段高度一般为2~3个分层高度，分层高度一般为3~

全面法和房柱法采场内的出矿结构实例

表 2-11-3

国名	矿 山 名 称	采 矿 方 法	出 矿 结 构		
			斜 巷	运 输 平 巷	出 矿 溜 井
瑞 典	Laisvall	房柱法采后尾砂充填, 矿房宽度15m, 采场中留10m圆柱, 圆柱间距29m, 采用铲运机—自卸汽车出矿	位于矿体内的直斜巷, 斜巷坡度为3.5~5.5%, 作为矿石、人员和设备的运输通道	为盘区平巷, 与斜巷连接, 且位于矿体内, 沿矿体走向布置	采场不设出矿溜井, 矿石用自卸汽车直接从采场工作面运至矿山装载矿仓, 运距最大为700m
	Krarnforp	房柱法, 沿矿体走向每50m划分盘区, 沿体倾向划分矿块, 矿房宽11m, 矿柱宽6m, 采用装载机—自卸汽车出矿	位于矿体内即为盘区运输道, 作为矿石、人员、设备和材料的运输通道	为盘区横巷, 伪倾斜布置在矿体内, 与盘区运输道连接	采场不设出矿溜井, 矿石用自卸汽车直接从采场工作面运至矿山装载矿仓, 最大运距为650m
加 拿 大	Gaspé	房柱法, 矿房宽度15m, 矿柱1.35×21m, 采用电铲或铲运机—自卸汽车出矿	位于矿体下盘12m处, 斜巷坡度为10%	从斜巷每距12m垂高掘分段横巷通向采场, 作为矿石、人员、设备和材料的通道	不设出矿溜井, 矿石用自卸汽车直接从采场工作面运至矿山装载站, 运距约800m(上坡)
联 邦 德 国	Rammelsberg	房柱法, 垂直矿体走向布置, 即自分段平巷沿矿体倾向布置矿房, 矿房斜长20~30m	位于矿体走向长400m的中央矿脉内, 斜巷坡度为1:10, 为折返式	从斜巷每10m垂高在矿体内沿矿体走向布置分段平巷(运输平巷)	采场不设出矿溜井, 小于12°矿体用ST-2B铲运机自采场直接出矿, 12°~14°矿体, 用电耙将矿石集中到分段平巷, 再用铲运机在分段平巷出矿
法 国	Lovain	房柱法, 矿房宽度5~6m, 矿柱规格18~20m ² , 盘区布置, 采用蟹爬式装载机或铲运机—自卸汽车出矿	无	沿矿体走向布置盘区运输平巷(两条), 与矿山副斜巷连接	采场不设出矿溜井, 小于400m用铲运机直接装运矿石, 400~800m用蟹爬式装载机或铲运机—自卸汽车出矿
苏 联	维什涅夫矿	房柱法, 矿块沿矿体走向布置, 其长度为180m, 矿房宽度6.5~7.5m留规则矿柱, 采用ДД-8型铲运机出矿	位于矿体内, 呈伪倾斜直斜巷, 斜巷坡度10°, 即为对角斜巷	无	沿斜巷布置, 每一采场设置两条, 一条位于采场下部, 一条位于采场中部, 溜井规格为20m ² , 铲运机平均运距为80~100m

5 m (两条一充), 则分段高度为6~10m至9~15m。当采场沿矿体走向布置时, 无需布置分段平巷, 自斜巷每分层开凿联络道通向采场, 见图2-11-8。

(3) 采场联络道的布置为: 当采场沿矿体走向布置时, 每分层自斜巷布置联络道通向采场。当采场垂直矿体走向布置时, 自分段平巷布置联络道通向采场, 该巷道可自分段平巷布置两条(一条上坡, 一条下坡)平面上错开的巷道通向采场, 见图2-11-10。亦可自分段平巷布置一条上坡的巷道通向采场, 随分层的上采, 将进路挑顶, 由重车上坡逐渐变为重车下坡, 见图2-11-11。

(4) 出矿溜井可布置在采场充填体内, 一个采场至少一对。但由于支护工作复杂,

劳动强度大,效率低,且难于维护,因此,目前广泛布置在矿体下盘的分段平巷中,几个采场共用一条,其间距和断面规格要求同前。

实例见表2-11-4。

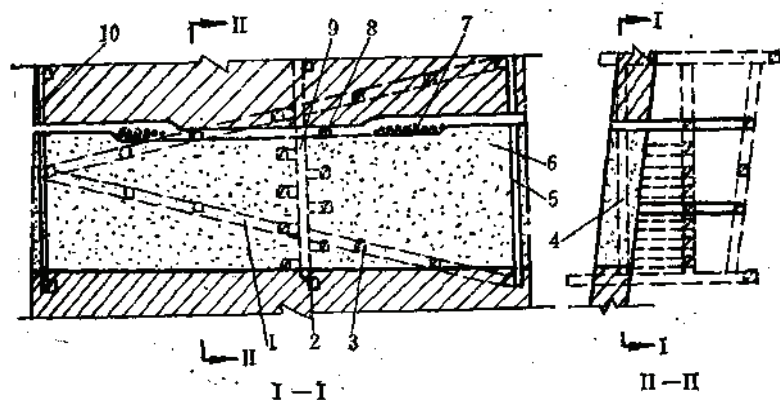


图 2-11-8 斜巷位于矿体下盘围岩中的布置

1—斜巷, 2—穿脉装矿平巷, 3—采场联络道, 4—充填井, 5—滤水井, 6—充填体, 7—崩下矿石, 8—运矿短巷, 9—脉外溜井, 10—通风井

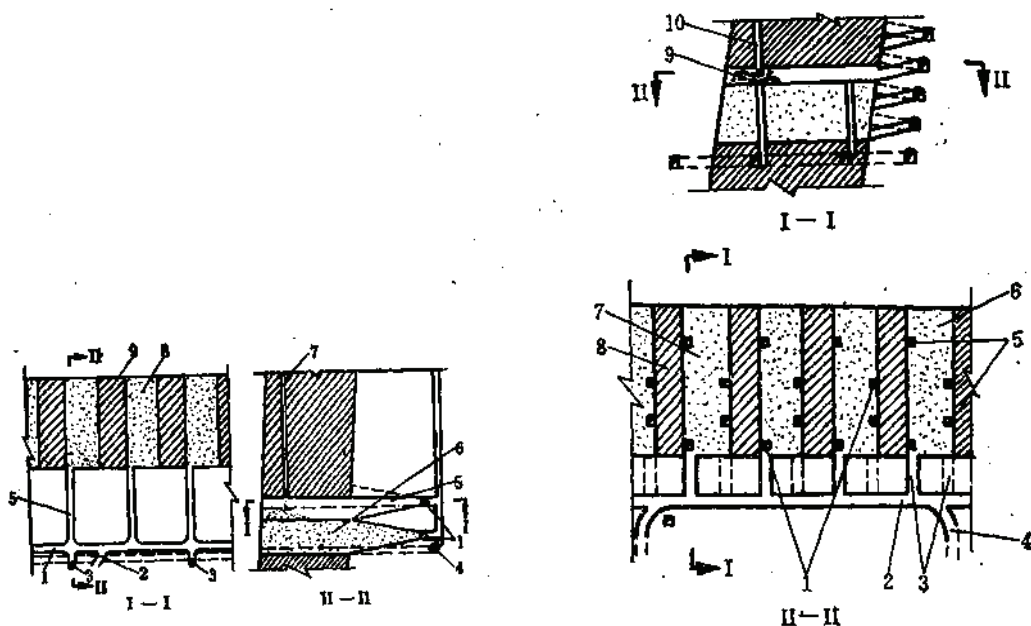


图 2-11-9 分段平巷和出矿联络道的布置之一

1—分段平巷, 2—斜巷, 3—出矿溜井, 4—阶段运输平巷, 5—联络道, 6—充填体, 7—充填天井, 8—矿房, 9—矿柱

图 2-11-10 分段平巷和出矿联络道布置之二

1—出矿溜井, 2—分段平巷, 3—出矿进路(联络道), 4—斜巷, 5—滤水井, 6—充填料, 7—采场, 8—间柱, 9—矿石, 10—通风天井

11.1.3 设备选型、生产能力和设备数量确定

11.1.3.1 设备选型

影响铲运机设备选型的主要因素有运输距离、矿山和采场的生产能力、作业性质、作

铲运机在上向水平分层充填法采场内的出矿结构实例

表 2-11-4

国 名	矿 山 名 称	采 矿 方 法	出 矿 结 构			
			斜 巷	分段平巷	出矿联络道	出矿溜井
1	2	3	4	5	6	7
中 国	凡口铅锌矿	上向水平分层胶结充填法, 垂直矿体走向布置, 矿房宽14m, 间柱宽8m, 底柱厚6m, 采用LF-4.1和TORO-100DH型铲运机出矿	位于矿体下盘围岩中, 作为人员、设备和材料的运输通道, 斜巷坡度20~25%, 弯道半径8~12m, 底板铺设0.2m厚的混凝土路面	沿矿体走向布置在距矿体10m的下盘围岩中, 与斜巷连接, 分段高度8m, 分层高度4m (两条一充)	从分段平巷掘两条 (一条+20%坡度, 一条-20%坡度) 平面上错开的出矿联络道通向采场	布置在采场充填体内 (现改在下盘围岩中, 沿分段平巷布置几个采场设置一条) 每一采场设置一对
	红透山铜矿	上向水平分层尾砂充填法, 沿矿体走向布置, 矿房长度为100~180m, 不留间柱, 底柱厚度为6m, 采用TORO-100DH, LK-1和LF-4.1型铲运机出矿	位于矿体下盘围岩中, 呈折返式布置, 作为人员、设备和材料的运输通道, 斜巷坡度1:5	未设分段平巷, 分层高度为3m	从下盘斜巷每分层掘联络道通向采场, 作为人员、设备和材料的运输出入口	位于采场充填体内, 用钢筋混凝土构筑, 壁厚0.5m, 每一个采场设置一对, 其间距为15m, 平均运距为10~60m, 溜井断面规格为2×2m
	铜录山铜矿	上向水平分层点柱充填法, 沿矿体走向布置, 矿房宽度为32m, 间柱宽4m, 采场中沿矿体走向留1~2排柱, 排距12~15m, 每排1~2个点柱, 采用WJ-78和WJ-1.5D电动铲运机出矿	位于矿体下盘围岩中, 作为人员、设备和材料的运输通道	沿矿体走向布置, 且位于矿体下盘围岩中, 与斜巷连接, 分层高度4~5m, 分段高度8~10m	从分段平巷掘进两条 (一条上坡, 一条下坡) 平面上错开的联络道通向采场	位于采场充填体内, 每一采场设置一对, 用混凝土构筑, 壁厚0.4~0.6m, 溜井断面规格1.8×1.5m
加拿大	Bramwich	上向水平分层充填法, 垂直矿体走向布置, 矿房宽度为15m, 间柱宽度12m, 采用ST-4A型铲运机出矿	位于矿体下盘一端, 呈螺旋形布置, 斜巷坡度为20%, 作为人员、设备和材料的运输通道	沿矿体走向布置于矿体下盘36m处的围岩中, 与斜巷连接, 分层高度5m, 分段高度15m	从分段巷道掘一条倾斜的联络道通向采场, 随分层上采逐渐挑顶, 由重车上坡变成重车下坡	沿分段平巷布置于下盘围岩中, 其间距为60m
爱尔兰	Avoca	上向水平分段充填法, 沿矿体走向布置, 400m长作为一个采场, 采用ST-5A型铲运机出矿	位于矿体下盘围岩中, 沿矿体走向布置, 呈折返式布置, 斜巷坡度为20%	沿矿体走向布置于矿体内, 用分段横巷与斜巷连接, 分段高度为15m	从分段平巷掘出矿联络道与下盘出矿溜井连接	位于矿体下盘围岩中, 每一采场设置不少于一对

续表

国名	矿山名称	采矿方法	出 矿 结 构			
			斜 巷	分段平巷	出矿联络道	出矿溜井
1	2	3	4	5	6	7
澳大利 亚	Mount Isa	上向水平分层充填法, 沿矿体走向布置, 一个矿体作为一个采场, 每个采场分两个采区, 采用ST-5A铲运机出矿	斜巷只从采场底部的运输横巷至采场拉底水平相通, 斜巷坡度为1:7	未设分段平巷, 铲运机设备整体或分成三个部分, 从采场中央的辅助天井(规格3×3.6m)进入采场, 分层高度4m	从采场至出矿溜井用出矿联络道连接, 随分层上采每隔3~4分层在溜井两侧交替掘进	沿矿体走向布置于矿体下盘6m处的围岩中, 其间距为90~120m, 但其中两条靠中央辅助天井
	Cobar	上向水平分层充填法, 沿矿体走向布置, 一个矿体作为一个采场, 采用ST-5, 916和TL-55型铲运机出矿	位于矿体下盘围岩中, 为折返式布置, 斜巷坡度1:7, 作为矿石, 人员, 设备和材料运输的通道	未设分段平巷, 从矿体下盘斜巷每分层用横巷直接与采场连通, 作为人员, 设备和材料的运输出入口, 分层高度4.5m	从矿体下盘溜井每分层开掘出矿联络道通向采场, 上下分层联络道平面上错开布置	位于矿体下盘围岩中, 每一采场放置一条, 溜井下部与斜巷连接, 溜井断面规格为2.4×2.4m 平均运距为76m

业场地、投资和经营费等。

(1) 运输距离是选择铲运机的决定条件, 据国外生产矿山实践, 柴油铲运机经济合理单程运距一般在150~200m以内, 个别可达300m。电动铲运机则在100~150m以内。

在经济合理的单程运距内, 铲运机设备选型结合矿山和采场生产能力进行。有条件的应尽量选用大型铲运机, 只有在产量小和运距也较短时, 才选用小型设备。

(2) 巷道掘进出碴。因掘进一次爆破量有限, 一般不宜采用大中型设备。但国外一些矿山, 为减少设备台数或管理方便, 加之基建期往往采用生产期的设备, 因此, 也有采用中型设备的。就生产矿山而言, 主要作业一般采用大中型设备, 辅助作业一般采用中小型设备。

(3) 作业场地较大者一般采用大中型设备, 作业场地狭小者一般采用小型设备。

(4) 选择设备的型号和规格除考虑上述因素外, 还应从经济上予以分析确定。

机械设备的运行费一般规律是大型的比小型的经济, 如加拿大萨得伯里矿区每吨矿石铲运机的装运费用: ST-2A为0.92美元; ST-4A为0.49美元; ST-8为0.31美元。

此外, 按铲运机单位有效载重所需功率, 单位有效载重的设备自重及行车速度等指标考虑, 仍是大型设备较为有利。但实际选用中, 应结合设备的质量、维修条件、坑道条件等综合考虑确定。

值得注意的是中型设备具有较大的行车速度、较高的机动灵活性和爬坡能力, 单位有效载重的设备自重较轻, 单位有效载重所需功率较小, 所以该型设备使用较广泛。

11.1.3.2 生产能力确定

1. 小时生产能力确定

1) 装运卸一次作业循环时间

$$t = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$$

(2-11-1)

$$t_6 = \frac{2L}{v} \quad (2-11-2)$$

式中 t ——装运卸一次作业循环时间, s;
 t_1 ——装载时间, s, 一般定点装矿取20~30 s, 不定点装矿取60~80 s;
 t_2 ——卸载时间, s, 卸入矿仓或溜井一般取10~20 s;
 t_3 ——掉头时间, s, 因铲运机为前装前卸式, 装运卸一次作业循环有两次掉头时间, 一般共取30~40 s;
 t_4 ——其它影响时间, s, 一般取20 s;
 t_5 ——空重车运行时间, s;
 $2L$ ——装运卸一次作业循环往返运距, m;
 v ——铲运机运行速度, m/s, 与巷道状况(如照明、巷道宽度、路面性质、转弯多少及坡度等)有关, 特别是路面性质不同, 运行速度可有成倍之差, 参考表2-11-5选取。

铲运机运行速度参考数据

表 2-11-5

路面性质	差 (无路面或很差的碎石路面)	较好 (较好的碎石路面)	好 (混凝土路面)	很好 (沥青混凝土路面)
运行速度(km/h)	< 6	6~8	8~12	> 12

2) 小时装运卸作业循环次数

$$n = \frac{3600}{t} \quad (2-11-3)$$

式中 n ——小时装运卸作业循环次数, 次/h。

3) 小时生产能力

$$Q_h = KnG\gamma \quad (2-11-4)$$

式中 Q_h ——铲运机小时生产能力, t/h;
 K ——铲斗装满系数, 一般取0.8;
 G ——铲运机一次装载量为一个铲头(尖斗)容积, m³/次;
 γ ——装运物料的松散体重, t/m³。

4) 小时运输量曲线图

根据上述计算式和下列数据, 计算并画出3.8m³铲运机运距、速度和小时运输量关系曲线图, 见图2-11-11, 2-11-12。

计算数据如下:

装运物料松散容重	2000kg/m ³
铲斗载重	6080kg
装载时间	定点装矿30 s, 不定点装矿80 s
卸载时间	20 s
掉头时间(两次)	40 s
其它时间	20 s

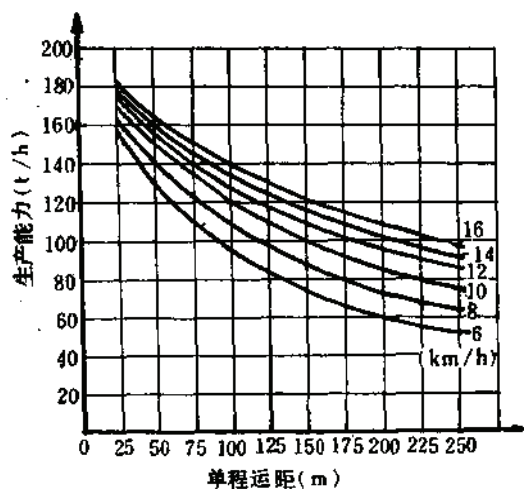


图 2-11-11 3.8m³ 铲运机定点
装矿小时运输量曲线图

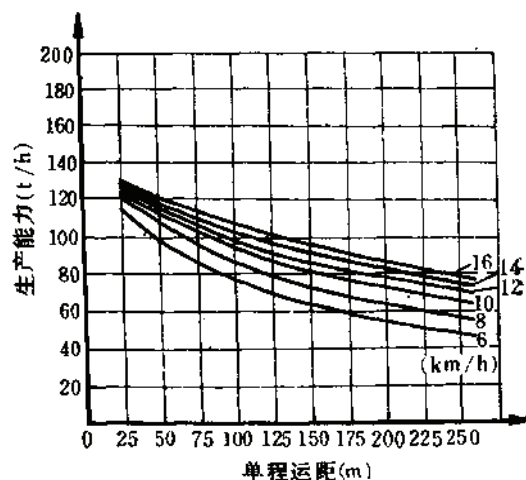


图 2-11-12 3.8m³ 铲运机不定
点装矿小时运输量曲线图

铲斗装满系数

0.8

从图2-11-11, 2-11-12中可按不同的运行速度和不同的单程运距查得3.8m³ 铲运机的小时生产能力。若需求得其它型号铲运机的小时生产能力, 还需按表2-11-6铲运机斗容校正系数进行校正。

铲运机斗容校正系数

表 2-11-6

铲运机型号	ST-1	ST-1 ^{1/2}	ST-2	ST-3	ST-4	ST-5	ST-8	ST-11
铲斗容积(m³)	0.765	1.15	1.53	2.30	3.06	3.80	5.60	8.50
校正系数	0.201	0.303	0.403	0.605	0.805	1.00	1.474	2.237

图2-11-11, 2-11-12是按装运物料容量为2000kg/m³制作的, 如需求得装运其它物料容重的小时生产能力, 再需按表2-11-7物料容重校正系数进行校正。

物料体重校正系数

表 2-11-7

物料松散容重 (t/m³)	1.3	1.4	1.5	1.6	1.7	1.8	1.9	2.0
校正系数	0.65	0.70	0.75	0.80	0.85	0.90	0.95	1.00
物料松散容重(t/m³)	2.1	2.2	2.3	2.4	2.5	2.6	2.7	2.8
校正系数	1.05	1.10	1.15	1.20	1.25	1.30	1.35	1.40

5) 实例

某矿采用3.8m³铲运机定点出矿, 单程运距100m, 矿石松散体重1.93t/m³, 铲运机运行速度8km/h, 铲斗装满系数0.8, 装矿时间30s, 卸矿时间20s, 调头时间(两次)40s, 其它影响时间20s。

(1) 用计算式计算铲运机小时生产能力, 即先按式(2-11-2)计算运行时间为 $t_r = 90s$,

按式(2-11-1)计算装运卸一次作业循环时间为 $t = 200s$,

按式 (2-11-3) 计算小时装运卸作业循环次数为 $n=18$ 次/h;

按式 (2-11-4) 计算小时生产能力为 $Q_h=106$ t/h。

(2) 用小时运输量曲线图查得铲运机小时生产能力, 即先从图2-11-11中查得生产能力为110t/h。再从表2-11-6, 2-11-7中查得铲运机斗容校正系数和物料体重校正系数为1.0和0.965。则3.8m³铲运机生产能力为 $110 \times 1.0 \times 0.965 = 106$ t/h。

2. 台班生产能力确定

1) 班有效工作时间

(1) 班内设备完好率按下式计算:

$$q_1 = \frac{T_1 - T_2}{T_1} \quad (2-11-5)$$

式中 q_1 ——班内铲运机设备完好率, %;

T_1 ——铲运机班内可能工作时间, h;

T_2 ——铲运机班内故障停工时间, h。

铲运机的故障处理时间随设备使用时间的增长而增加。据英国采矿杂志编辑部1974年对世界各国的函调资料统计, 50多个矿山铲运机设备完好率为14.4~95%, 平均73%。国内生产矿山为30~76%。

(2) 工时利用率按下式计算:

$$q_2 = \frac{T_3}{T} \quad (2-11-6)$$

式中 q_2 ——工时利用率, %;

T_3 ——铲运机班实际开动时间, h;

T ——班法定工作时间, h。

铲运机班实际开动时间, 还受作业条件(如溜井、通风条件、大块、悬顶、供气、供水、供电等)和生产管理、设备利用程度等因素的影响。故工时利用率既包括了设备完好率, 又包括了设备利用率、生产管理和作业条件。工时利用率国外生产矿山一般为40~70%, 国内生产矿山一般为30~50%。

(3) 班有效工作时间按下式计算

$$T_3 = T q_2 \quad (2-11-7)$$

2) 台班生产能力

在求得班有效工作时间后, 按下式计算:

$$Q_b = Q_h T_3 \quad (2-11-8)$$

式中 Q_b ——铲运机台班生产能力, t。

3. 台年生产能力确定

(1) 年工作班数一般取500~600台班。

(2) 台年生产能力可按下式计算:

$$Q_a = m Q_b \quad (2-11-9)$$

式中 Q_a ——铲运机台年生产能力, t;

m ——铲运机台年工作班数, 台班。

用上述方法计算铲运机生产能力比较繁琐, 且影响因素多而复杂, 计算的成果不一定

表 2-11-8

生产矿山铲运机生产能力

国名	矿山名称	采矿方法	铲运机		单程运距 (m)	工时利用率 (%)	生产能力 (t)			备 注
			型号	容量 (m ³)			台时	台班	台 年	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	梅山铁矿	无底柱分段崩落法	LK-1	2.0	66~73	50	91~100	383~488	12万~13万	1982~1983年生产指标
	栎山铁矿	同上	LK-1	2.0	80~120	50~60		155~194 平均170	10.7万~12.4万	1980~1983年生产指标
	弓长岭铁矿	同上	LK-1	2.0	50	37~50		213~255	11.15万	1982年生产指标
	程潮铁矿	同上	WJ-1.5	1.5	110	37~50		180~240	2.84万~6.82万	1981年~1983年生产指标
	尖林山铁矿	同上	ZLD-40	2.0	75	31~32		79~255 平均154	11.47万	1982年生产指标
	大厂矿务局桐坑铜矿	同上	LF-4.1	2.0	50~100	10~38	83~137	93~328		1983年7~8月生产指标
	末山铜矿	同上	LK-1	2.0	60~70	37		平均210	11.34万	1979年生产指标
	中条山有色金属公司 西麓子沟铜矿	同上	LK-1	2.0	70			128~615	7.0万~11.9万	1980~1984年生产指标
	寿王坟铜矿	同上	LK-1 TORO-100DH	2.0 1.3	32~62	42	60~75	200~250	14.5万 9.4万	1976~1978年生产指标
	金山店铁矿	平底结构的阶段自然崩落法	LK-1	2.0	50			196~200		1983年, 1984年短时工作指标
	凡口铅锌矿	盘区机械化水平分层充填法	TORO-100DH LF-4.1 CT-1500	1.3 2.0 0.83	45 30~60	18.7 20~25 38	117	平均167 平均247 平均223	8.9万	4号试验场指标 -200m盘区试验场指标 采场大量出矿指标
	红透山铜矿	上向水平分层充填法	LK-1	2.0	40	39.6	67	137~248	6.0~9.0万	1980~1981年生产指标
	铜录山铜矿	同上	WJ-1.5D电动	1.5	60	25~62.5	91	平均200		1984年试验指标
	金厂峪金矿	浅孔留矿法或分厘充填法	EHST-1A 电动	0.76	30~50~100	25~38	21	56~105		实测指标

中

西

榮

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
中国	小寺沟铜矿	分段法, 分段留矿崩落法	LK-1	2.0	50~100			121~157		1982~1983年生产指标
	柿竹园多金属矿	分段留矿的階段矿房法	ST-5B	3.8	100	42.5	106	360	18万	设计指标
加拿大	马德琳铜矿	阶段矿房法	ST-4A	3.06	84	65		600		
	克雷蒙特铜矿	分段崩落法	ST-5A	3.8	190			510		
西欧	特多埃罗蒙铁矿	房柱法	ST-5A	3.8	140~250		59	295		
澳大利亚	Mount Isa Cobar 采公司	上向水平分層充填法 上向水平分層充填法	ST-5 ST-5	3.8 3.8	52 76 257	54	220	500 680 540		
苏联	阿列斯公司	房柱法	JK-2.8II JK-2.8II GSK-5A	2.8 5.0 3.8	100 100 95			148 204 161		
加拿大	Creighton 煤矿		ST-4A	3.06	76	50~57.5	180~180700~800			
	帕里波基柏金矿		ST-4A	3.06	270	45.8		400		
芬兰	Puhosalmi 矿		ST-5A	3.8	110		183			
联邦德国	布尔蒙铁矿		TL-70	8吨	350			350		
英国	采矿杂志编辑部 推荐		ST-2B ST-5A	1.53 3.8	46 75	70 75		300 435	15万 21.77万	年工作500台班 年工作500台班

国内生产矿山矿运机主要材料消耗

续 2-11-9

矿山名称	矿运机		材 料 消 耗										备 注
	型 号	斗 容 (m³)	柴 油		液 压 油		其它油类		轮 胎		其它材料 (元/t)	维修及备件 (元/t)	
			单 耗 (kg/t)	费 用 (元/t)	单 耗 (kg/t)	费 用 (元/t)	单 耗 (kg/t)	费 用 (元/t)	单 耗 (条/t)	费 用 (元/t)			
符山铁矿	LK-1	2.0	0.021 ~0.103	0.052 ~0.105	0.022 ~0.058	0.035 ~0.093	0.0137 ~0.075	0.0192 ~0.105	0.00008 ~0.0002	0.15~0.36	0.065 ~0.077	0.041 ~0.365	1981~1984年 生产资料
梅山铁矿	LK-1	2.0	0.1	0.05	0.05	0.08	0.025	0.035	0.00012	0.24	0.074	0.235	1 st 设备1982年 半年计算
程潮铁矿	WJ-1.5	1.5	0.15	0.075	0.01	0.018	0.002	0.02	0.00017	0.22	0.10	0.10	1983年1~6月 生产资料
尖林山铁矿	ZLD-40	2.0	0.295 ~0.734	0.147 ~0.367	0.0115	0.027	0.028 ~0.104		0.00012	0.34		0.35~0.40	1982~1983年 生产资料
凡口铅锌矿	TORO-100DH	1.3	0.09~0.12		0.013 ~0.0173				0.00045 ~0.00053	0.037 ~0.43			1983年三工区 1~10月生产资 料
	LF-4.1	2.0	0.12~0.15		0.007 ~0.009				0.54	0.10	1.40		
	CT-1500	0.83	0.18~0.2		0.006 ~0.008				0.00095				
红透山铜矿	TORO-100DH	1.3	0.148	0.074	0.0053 ~0.0445	0.013 ~0.1068	0.006	0.018	0.0001	0.163 ~1.19	0.01	0.10	1980~1982年 生产资料
	LF-4.1	2.0	~0.246	~0.123									
寿王坟铜矿	LK-1	2.0	0.164	0.052	0.066	0.04			0.00024	0.13	0.13	0.209	1977年生产资料
	TORO-100DH	1.3											
小寺沟铜矿	LK-1	2.0	0.238 ~0.3583	0.105 ~0.152	0.011 ~0.073	0.017 ~0.097	0.0028 ~0.092	0.0003 ~0.00085	0.297 ~0.898	0.126 ~0.498			1980~1983年 生产资料
	LF-4.1	2.0		各种油类 0.055					0.087		0.005		1983年1~6月 生产资料
中条山有色金属 公司铜矿	LK-1	2.0	0.154 ~0.323		0.016 ~0.043		0.019 ~0.074		0.002 ~0.004	0.25~0.54 0.18~0.66			1980~1983年 生产资料
	LF-4.1	2.0											
丰山铜矿	LK-1	2.0	0.11~0.19 0.13~0.23	各种油类 0.13~0.23	0.01~0.06		0.00044 ~0.074		0.00011 ~0.00014	0.248 ~0.301	0.05~0.09 0.23 ~0.395	0.23 ~0.395	1981~1983年 生产资料
金厂峪铜矿	EHST-1A 电 动	0.76										0.01	1983年5月以 前一年生产资料
中条山有色金属 公司铜矿	LK-1 改装成架线式	2.0											1984年5~6月 试验资料, 设备 折旧费未计

准确实用。因此,在有条件时,按类似生产矿山的实际指标选取,较简单和实用。但目前还缺乏这方面的完整资料,所以,可用上述方法计算铲运机生产能力后,再参考生产矿山实际指标,经综合分析研究确定。

11.1.3.3 设备数量确定

设备工作数量可按式确定:

$$A = \frac{Q}{Q_n} \quad (2-11-10)$$

式中 A ——设备工作数量,台;

Q ——矿山年回采出矿量, t/a。

备用数量确定如下:

$$B = fA \quad (2-11-11)$$

式中 B ——设备备用数量,台;

f ——设备备用系数, %。

备用铲运机的作用有二:一是生产班中顶替出故障的设备,二是顶替计划检修中的设备。

铲运机备用数量与设备出矿工作制度和检修制度有关。当出矿工作制为每天三班时,故备用设备数量要大些;当出矿工作制为每天两班时,备用设备数量可小些。

(1) 设备计划检修所需备用系数。据国外矿山生产资料,设备工作小时数与计划检修小时数的比约为5:1,则设备计划检修所需备用系数至少为20%。

(2) 设备大修所需备用系数。据国外生产资料,估算设备大修时间为运输时间的10%,则设备大修所需备用系数为10%。

国内生产矿山铲运机轮胎使用寿命

表 2-11-10

矿山名称	铲运机型号	轮胎规格	轮胎使用寿命 (h)	每条轮胎 平均出矿量 ($\times 10^4$ t)	每吨矿石轮胎费用		备 注
					(元)	占作业成本比例 (%)	
尖林山铁矿	ZLD-40	16.00-24	370~465	1.86~2.29	0.344	26	1982年生产指标
丰山铜矿	LK-1	14.00-24	400~500	0.8226	0.23	26	1984年上半年生产指标
程潮铁矿	WJ-1.5	14.00-24	544	0.8519	0.22	20	1983年生产指标
符山铁矿	LK-1	14.00-24	120~500	0.55~1.0	0.38	28	1983年生产指标
寿王坟铜矿	LK-1	14.00-24	300~350		0.16	26~33	自行翻新的光面胎
	TORO-100DH	11.00-20	38~300	0.58	0.34		
小寺沟铜矿	LK-1	14.00-24		0.1183~0.2999	0.35	40	国产普通轮胎
凡口铅锌矿	TORO-100DH	11.00-20	50~200	0.19~0.22	0.42	26	试验采场指标
	LF-4.1	12.00-24	20~88	0.0766~0.12	0.92~1.44	37~58	
	CT-1500	10.00-20	50~100	0.1060	0.49	16	
红透山铜矿	LK-1	14.00-24	250~500	0.14	0.16	19	1980~1982年生产指标
	TORO-100DH	11.00-20		0.127	0.58	32.4	
	LF-4.1	12.00-24		0.1835	0.70	30.7	
大厂矿务局 铜坑锡矿	LF-4.1	12.00-24	50~250	1.2527		14.45	1983年1~6月生产指标

(3) 设备故障所需备用系数可按设备完好率计算, 设备完好率建议取60~70%, 则设备故障所需备用系数为30~40%左右。

上述三者合计铲运机备用系数为60~70%。考虑现行矿山管理和维修水平以及铲运机用于不同工艺的利用率的变化, 铲运机的备用系数可根据具体条件取50~100%。

通常两班制出矿, 设备利用率不高的条件下可取下限, 三班工作且设备利用率较高时取上限。

11.1.4 技术经济指标和主要材料消耗

(1) 铲运机生产能力, 见表2-11-8。

(2) 铲运机轮胎使用寿命, 见表2-11-10, 2-11-11。

(3) 铲运机主要材料消耗见表2-11-9。

国外生产矿山铲运机轮胎使用寿命

表 2-11-11

铲运机铲斗容积(m³)	轮胎规格	矿山数目(个)	轮胎使用寿命(h)
1.15以下	7.50—15	4	230~3280 包括翻新
	8.15—15	2	200~2个月
	9.00—10	2	650~5210 包括翻新
	10.00—11	1	
1.5~2.3	12.00—24	21	100~7000 包括翻新
	13.00—25	2	500~800
	14.00—25	2	1000~1200
	15.00—25	8	400~1800 包括翻新
3.06~3.8	18.00—25	26	400~5000 包括翻新
	20.50—25	2	570~1200
5.6	23.50—25	1	650
	24.50—25	1	2500
5.6~7.6	26.50—25	5	376~1000 包括翻新
	29.50—25	3	500~1000 包括翻新

11.2 装运机出矿

气动装运机, 已逐渐被效率高的铲运机所代替。但由于铲运机在我国制造及使用时间都不长, 目前某些地下矿山回采出矿仍以装运机为主要设备。

装运机出矿优点

- (1) 装运机实现了无轨作业, 设备轻巧;
- (2) 装运机可自行一定距离, 减少了溜井和漏斗的开凿安装工作量;
- (3) 采场底部结构简单, 易于在出矿工作面处理大块。

装运机出矿缺点

- (1) 维修工作较大, 维修费用较高;
- (2) 轮胎消耗量较大, 轮胎消耗费用较高;

- (3) 受拖曳风管的限制, 运距较短, 机动灵活不太高;
- (4) 铲斗容积小, 生产能力受限制。

11.2.1 使用条件

- (1) 适用于无底柱分段崩落法、分层崩落法、上向水平分层充填法、下向水平分层充填法、平缓矿体的房柱法和全面法等采矿方法的回采出矿;
- (2) 采场生产能力中等以下;
- (3) 矿石和围岩中等稳固以上为好;
- (4) 装运矿岩块度在500~600mm以下。

11.2.2 出矿方式和出矿结构

11.2.2.1 出矿方式

根据装运机出矿所处地点的不同, 可分为两种出矿方式。

(1) 装运机在采场进路装运矿石, 如无底柱分段崩落法、分层崩落法, 进路式上向水平分层充填法、下向水平分层充填法等采矿方法的回采出矿。

(2) 装运机在采场内的多点不固定的装运矿石, 如上向水平分层充填法的回采出矿。

11.2.2.2 出矿结构

1. 采场进路中的出矿结构

与铲运机采场进路中的出矿结构基本相同, 其差异如下:

(1) 为保证装运机的单程运距回采进路长度不大于40~50m, 回采进路沿矿体走向布置时, 其长度不大于100~120m; 回采进路垂直或斜交矿体走向布置时, 其长度不大于60m。

(2) 回采进路间距一般为2.5~ , 分层崩落法、进路式上向水平分层充填法、下向水平分层充填法等采矿方法的回采进路间距即为回采进路宽度。

(3) 分层高度一般为2.5~2.8m

(4) 不设无轨斜巷, 装运设备、人员、材料、进出各分段分层水平的通道, 一般是设于脉外的设备材料井。

实例见表2-11-12。

2. 采场内的出矿结构

在上向水平分层充填法中应用, 出矿结构较简单, 主要为出矿溜井的布置。一般出矿溜井位于采场充填体内, 随分层的上采逐渐顺路构筑, 要求每一采场不少于一对, 断面规格要求同前。采场设备和材料通道为充填通风井, 一般位于矿体采场内。

实例: 见表2-11-13

11.2.2.3 出矿巷道参数确定

(1) 装运机设备一般通过设备材料井或采场充填井进入装运水平或采场中, 不设无轨斜巷。所以, 出矿巷道均为无轨平巷, 其坡度与有轨平巷相同。

(2) 出矿巷道断面规格的确定原则及方法与铲运机相同。

建议的各类装运机出矿巷道规格见表2-11-14。

表 2-11-12

装运机在采场进路中的出矿结构实例

矿山名称	采矿方法及构成要素	出矿结构		
		回采进路	分段(分层)平巷	出矿溜井
大庙铁矿	无底柱分段崩落法, 矿体厚度小于 25m 时, 回采进路沿矿体走向布置, 矿体厚度大于 25m 时, 回采进路垂直矿体走向布置, 采场宽度 50~60m, 分段高度 9~13m, 采用 ZYQ-14 装运机出矿	垂直矿体走向布置时, 与分段平巷立交, 其间距为 8~11m, 上下分段回采进路错开呈菱形布置	沿矿体走向布置在靠上盘的矿体中, 上下分段平巷平面上错开布置	沿分段平巷布置, 且位于上盘围岩或靠上盘的矿体中, 其间距为 50~60m, 溜井断面规格为 $\phi 2m$
符山铁矿	无底柱分段崩落法, 垂直矿体走向布置, 采场宽度 50m, 分段高度 10m, 采用 T、G 出矿	垂直矿体走向布置, 与分段平巷立交, 其间距为 8~10m	沿矿体走向布置在下盘围岩中, 矿体厚大时, 在矿体中央再设一条分段平巷	沿分段平巷布置, 一个采场一条, 其间距为 50m, 平均运距为 20~30m
梅山铁矿	无底柱分段崩落法, 盘区布置, 50~60m 一个盘区, 盘区中每 50~60m 布置一个采场, 分段高度 12m, 采用 ZYQ-14 装运机出矿	垂直盘区平巷布置, 与盘区平巷立交, 其间距为 10m, 其长度为 25~30m	为盘区平巷, 且位于矿体中	沿盘区平巷布置, 一个采场设置一条, 其间距为 50~60m
弓长岭铁矿	无底柱分段崩落法, 垂直矿体走向布置, 采场宽度 50~60m, 采用 T、G 出矿	垂直矿体走向布置, 与分段平巷立交, 其间距为 10m	沿矿体走向布置在矿体下盘围岩中	沿分段平巷布置, 一个采场一条, 其间距为 50~60m, 平均运距 50m
尖林山铁矿	无底柱分段崩落法, 垂直矿体走向布置, 采场宽度 50m, 分段高度 10~12m, 采用 T、G 出矿	垂直矿体走向布置, 与分段平巷立交, 其间距为 10m	沿矿体走向布置在矿体下盘围岩中	沿分段平巷布置, 一个采场一条, 其间距为 50m, 平均运距小于 30m
丰山铜矿	无底柱分段崩落法, 垂直矿体走向布置, 采场宽度 50m, 分段高度 10m, 采用 T、G 出矿	垂直矿体走向布置, 与分段平巷立交, 上下分段错开呈菱形布置	沿矿体走向布置在围岩中	沿分段平巷布置, 其间距为 50m 溜井断面规格为 $\phi 2m$
武山铜矿	钢筋混凝土顶梁的分层崩落法, 沿矿体走向布置, 采场长度 50m, 采用 T、G 出矿	垂直矿体走向布置, 与分段平巷立交, 回采进路宽度 2.7m, 回采进路长度为 14m	分层平巷沿矿体走向布置在靠下盘的矿体中, 上下分层错开布置	沿分层平巷布置, 且位于下盘围岩中, 一个采场一条, 其间距为 50m, 溜井断面规格为 $2 \times 2m$

装运机在上向水平分层充填法采场内的出矿结构实例

表 2-11-13

矿山名称	采矿方法	出 矿 结 构
凤凰山铜矿	上向水平分层充填法, 采用T ₁ G出矿	每一采场设二条充填井, 2~3条顺路天井, 2~3条出矿溜井, 溜井位于充填体内, 用钢筋混凝土构筑, 其壁厚0.5~1.0m, 其断面规格为 $\phi 2m$
凡口铅锌矿	上向水平分层胶结充填法, 采用T ₁ G出矿	每采场设置2条充填井, 2条顺路天井, 2条出矿溜井, 溜井位于充填体内, 其断面规格为 $1.2 \times 1.2m$
铜绿山铜矿	上向水平分层充填法, 采用T ₁ G出矿	每一采场设1~2条通风充填井, 2~3条顺路天井(人行), 2~3条出矿溜井, 且位于采场充填体内, 用14mm钢板焊接而成, 溜井断面规格为 $\phi 1.0m$

建议的装运机出矿巷道规格

表 2-11-14

设备型号	铲斗容积 (m^3)	车厢容积 (m^3)	设备外型尺寸宽 $\times$ 高 (m)	巷道宽度 (m)	巷道高度 (m)
ZYQ-12	0.12	0.8	1.215 $\times$ 1.445	2.8~3.0	2.5~2.8
ZYQ-14	0.30	1.8	1.615 $\times$ 1.710	3.2~3.5	2.8~3.0

(3) 出矿巷道转弯半径一般不小于8~10m。

11.2.3 设备生产能力和数量确定

设备生产能力一般根据类似矿山的生产指标, 结合运距、大块率、是否分采、出矿溜井的配置、上下分段(分层)的干扰等影响因素综合分析选取。建议的装运机生产能力见表2-11-15。

设备数量按式(2-11-10)计算, 备用量按式(2-11-11)计算。国内矿山资料表明, 装运机备用量可取100%。

装运机生产能力的建议指标

表 2-11-15

采矿方法	作 业 条 件	生 产 能 力(t)			
		ZYQ-14		ZYQ-12	
		台班	台 年	台班	台 年
无底柱分段崩落法	1. 需分采; 2. 运距大于50m; 3. 矿石体重小; 4. 1~2台设备使用一条出矿溜井	80~120	5万~6万	/	/
	1. 不需分采; 2. 运距在40~50m以内; 3. 矿石体重大; 4. 1~2台设备, 使用一条出矿溜井	130~150	7万~8万	/	/
分层崩落法, 上向或下向水平分层充填法	1. 不需分采; 2. 运距在40~50m以内; 3. 矿石体重小; 4. 1~2台设备, 使用一条出矿溜井	60~80	4万~5万	35~50	2万~3万

国内生产矿山装运机生产能力见表2-11-16。

生产矿山装运机生产能力

表 2-11-16

矿山名称	采矿方法	装运机型号	运距 (m)	生产能力台班	(t) 台年
大庙铁矿	无底柱分段崩落法	ZYQ-14	40~50	136	
程潮铁矿	同 上	ZYQ-14	40~50	130~140	
尖林山铁矿	同 上	T,G	<30	103	8.6万
符山铁矿	同 上	T,G	30~40	57.5	5.4万
梅山铁矿	同 上	ZYQ-14	50~60	122~154	5.4万~7.5万
弓长岭铁矿	同 上	T,G	50	70~80	4.7万
中条山鲍子沟铜矿	同 上	ZYQ-14	60	130	
凤凰山铜矿	上向水平分层充填法	T,G	30~40	80~100	
凡口铅锌矿	同 上	ZYQ-12 或ZYQ-12G	20~30	60~80	
铜绿山铜矿	同 上	ZYQ-14	20~30	55~80	
红透山铜矿	同 上	ZYQ-14	20~30	55~80	

11.3 电 耙 出 矿

电耙出矿多年来广泛应用于地下矿山的回采出矿作业。目前仍是我国地下矿山回采出矿的主要设备之一。

电耙出矿优点:

(1) 设备结构简单, 坚固耐用易于维护、检修, 维修费用低。据寿王坟铜矿生产资料, 电耙维修费仅占出矿作业费的8%左右, 折旧费占出矿作业费的15%, 出矿成本低, 一般为每吨0.5元左右;

(2) 操作简便, 工人易于掌握;

(3) 基建投资小, 设备购置费低, 要求巷道规格小;

(4) 作业范围较广, 电耙还可作阶段上部水平的掘进出碴, 充填材料的运搬、粉矿回收等作业;

(5) 若采场爆破崩下的矿石块度适中均匀, 电耙生产能力可达较高水平。

电耙出矿缺点:

(1) 机动灵活性差, 掉换工作面不太方便, 且一般只能作直线耙运;

(2) 作业率低, 受其它井下作业的干扰, 一般为25~40%;

(3) 耙运距离短, 水平耙运一般不大于40m, 下坡耙运不大于60m;

(4) 溜井和漏斗(甄沟)的开凿安装工作量较大。

11.3.1 使 用 条 件

(1) 大部分采矿方法的回采出矿及阶段上部水平的掘进出碴;

(2) 采场生产能力中等以下;

(3) 矿石和围岩中等稳固以上为好;

(4) 耙运矿岩块度在350~500mm以下。

11.3.2 出矿方式和出矿结构

11.3.2.1 出矿方式

根据电耙出矿所处地点的不同,可分下列三种出矿方式。

(1) 采场底部结构中的出矿,电耙设备位于采场底部结构中,长时间固定在一采场巷道耙运矿石。如留矿法、分段法、阶段矿房法、有底柱分段崩落法、阶段崩落法等采矿方法的回采出矿。

(2) 电耙设备位于采场进路中耙运矿石,如分层崩落法、进路式上向水平分层充填法、下向水平分层充填法等采矿方法的回采出矿。

(3) 电耙设备位于采场内多点不固定的耙运矿石,如全面法、房柱法、壁式崩落法、上向水平分层充填法等采矿方法的回采出矿。

11.3.2.2 出矿结构

1. 采场底部中的出矿结构

按其受矿结构不同可分为漏斗式和甄沟式两种,出矿结构由集矿漏斗(甄沟)、电耙巷道和出矿溜井(溜子)等构成。详见第五章采矿准备及切割。实例见表 2-11-17。

2. 采场进路中的出矿结构

1) 回采进路

(1) 回采进路布置与矿体厚度有关,当矿体厚度小于3~5m时,沿矿体走向布置,当矿体厚度大于3~5m时,直交或斜交矿体走向布置。

(2) 当采用巷道式回采进路时,回采进路与分层平巷可直交或斜交。这种布置方式回采时暴露面积小,使用维护及安全性好,但机械化水平低,还需人工辅助出矿,劳动强度大、生产能力低。当采用以出矿溜井为中心呈放射形的回采进路时,与分层平巷呈斜交。该布置有利于电耙出矿,可减轻出矿劳动强度,提高出矿劳动生产率。当采用倾斜分层回采进路时,其布置与巷道式回采进路相似,但回采进路呈12°左右的坡度。该布置便于电耙出矿,耙矿效率高,便于充填料的输送和接顶。

(3) 当采用巷道式回采进路时,回采进路长度一般不小于10m。当采用放射形和倾斜的回采进路时,回采进路长度不宜超过30~40m。

(4) 回采进路宽度一般为2~3m,个别可达5m。上下分层回采进路平面上应错开布置。

2) 分层平巷

当采用巷道式回采进路直交或斜交矿体走向布置时,分层平巷沿矿体走向布置于矿体中。当采用巷道式回采进路沿矿体走向布置时,分层平巷与回采进路合而为一。当采用倾斜回采进路时,分层平巷垂直矿体走向布置于矿体中。分层高度一般为2.0~2.5m,上下分层平巷平面上应错开布置。

3) 出矿溜井

一般沿分层平巷布置,其间距为30~50m。溜井断面规格要求同前。实例见表 2-11-18。

11.3.3 设备选型、生产能力和设备数量确定

11.3.3.1 设备选型

影响设备选型的主要因素有耙运距离、采场生产能力、耙运矿岩的块度、作业性

电耙设备在采场底部结构中的出矿结构实例

表 2-11-17

矿山名称	采矿方法及构成要素	出 矿 结 构		
		漏斗(集矿堇沟)	电 耙 巷 道	出 矿 溜 井
因民铜矿	分段法,沿矿体走向布置,矿房长度42m,间柱宽度8m,分段高度14m,底柱厚度13m,顶柱厚度6m,采用电耙设备出矿	采用漏斗式出矿结构,单侧布置,其间距为6m方形,漏斗斜面倾角50°,漏斗颈断面规格为2×2m	沿矿体走向布置,一个采场设置一条,距阶段运输平巷顶板高4.5m,其断面规格为2×2m	沿电耙道布置于采场一端,一条电耙道设置一条,其断面规格为Φ2.5m
红透山铜矿	深孔阶段矿房法,事后胶结充填处理采空区,垂直矿体走向布置,采场宽度15~20m,间柱宽度10m,顶柱厚度7~8m,采用电耙设备出矿	采用堇沟式出矿结构,沿电耙道呈双排连续的堇沟,堇沟斜面倾角50°,出矿口间距7m,错开布置,出矿口断面规格为2.2×2.0m	垂直矿体走向布置,每一采场设置平行的两条,其间距为8~10m,电耙道距阶段运输平巷顶板高1.6m,电耙道断面规格为2.2×2.2m	沿电耙道布置于下盘围岩中,每一电耙道设置一条,其断面规格为2×2m
易门铜矿 狮子坑	有底柱分段崩落法,垂直矿体,走向布置,矿房宽度10~15m,分段高度13m,底柱厚度7m,即间距为40~60m,采用28kW或30kW电耙出矿	采用漏斗式出矿结构,漏斗双侧对称布置,其间距为5m,方形	垂直矿体走向布置,一个采场设置一条	沿电耙道布置于靠上盘的矿体中,一条电耙道设置一条
铜官山 有色金属公司 狮子山铜矿	有底柱阶段崩落法,垂直矿体走向布置,矿房宽度12~15m,间柱宽度8~10m,底柱厚度5~6m,采用28kW或30kW电耙出矿	采用漏斗式出矿结构,漏斗双侧错开布置,方形,其间距为5~8m	垂直矿体走向布置在矿体中,一个采场设置一条,电耙道距阶段运输平巷顶板高度为2.5~3.0m,电耙道断面规格为2×2m	沿电耙道布置于下盘围岩中,每一电耙道设置一条

质等。

(1) 合理的水平耙运距离不大于40m,下坡耙运距离不大于60m。若采场生产能力大,耙运距离较长,选用大中型设备。只有在采场生产能力小,耙运距离也短时,才选用小型设备。

(2) 耙运矿岩块度一般允许在350~650mm以下,块度较大时采用大中型设备。坚硬的块状矿岩,采用锄式耙斗,软或砂粒状矿岩,则采用箱式耙斗。

(3) 巷道掘进出碴,一般不宜采用大中型设备(与回采结合时例外)。

11.3.3.2 生产能力确力

一般根据类似生产矿山指标,结合耙运距离、大块率、电耙道维护量、通风、阶段运输等影响电耙设备生产能力的主要因素进行综合分析后选取。在选取指标时,应采用由采场出矿开始到出矿全部结束,整个出矿周期内电耙设备的平均生产能力。

建议的电耙设备生产能力见表2-11-20。

国内生产矿山电耙设备生产能力见表2-11-21。

电耙在采场进路中的出矿结构实例

表 2-11-18

矿山名称	采矿方法及构成要素	出 矿 结 构		
		回 采 进 路	分 层 平 巷	出 矿 溜 井
黄沙坪铅锌矿	下向水平分层充填法, 沿矿体走向布置, 采场长度为30m, 采用7kW或13kW电耙出矿	以出矿溜井为中心呈放射形布置, 其长度为30m左右, 宽度为2.4~3.0m, 上下分层进路平面上错开布置	沿矿体走向布置于矿体中, 连通采场的通风天井和出矿溜井, 分层高度2.6m (第一、二层为2.2m)	沿分层平巷布置于矿体中, 两个采场共用一条出矿溜井, 其间距为60m
金川有色 金属公司 龙首矿	倾斜进路下向水平分层充填法, 沿矿体走向布置, 采场长度为50m, 人行通风井和出矿溜井位于矿房两端。充填井位于矿房中央, 采用13kW和28kW或30kW电耙接力出矿	从分层平巷以倾角12°沿矿体走向布置, 其长度为25m, 宽度为5m (第一、二层为2m), 上分层进路平面上错开布置	垂直矿体走向布置于矿房两端, 分层高度为3m (第一、二层为2m)	沿分层平巷布置于靠下盘的矿体中, 每一分层平巷布置一条, 回采进路设置13kW电耙, 分层平巷设置28kW或30kW电耙接力出矿
湘潭锰矿	分层崩落法, 沿矿体走向布置, 采场长度10~15m, 切割上山位于采场中央, 每采完一个采场, 即用黄泥浆灌入崩落区, 以预防火灾, 采用电耙出矿	从切割上山中心沿矿体走向双侧布置, 其宽度为2.4~2.6m, 长度为5~7.5m, 相邻进路超前距离一般控制在2.4~2.6m或4.8~5.2m之间	沿矿体走向布置于靠下盘的矿体中, 分层高度为2~2.5m	位于矿体下盘围岩中, 上部接切割上山, 其间距为10~15m
马拉格锡矿	软性假顶分层崩落法, 沿矿体走向布置, 采场长度为40~60m, 材料井位于采场一端的下盘围岩中, 采用电耙出矿	主进路沿矿体走向布置平行的两条, 相距为5m, 且与分层平巷连接, 回采进路垂直矿体走向布置, 且与主进路连接	垂直矿体走向布置于采场一端, 且与下盘材料井连接	小溜井沿主进路布置, 纵横向间距为5~6m, 采场溜井沿电耙道一端布置, 一个采场一条, 每15米垂高为一电耙层

建设的各类电耙出矿巷道规格

表 2-11-19

电耙设备 型 号	耙 斗 规 格			出矿巷道规格	
	宽度(m)	高度(m)	容积(m³)	宽度(m)	高度(m)
2PK-14 2JP-15	0.65~0.8	0.4~0.5	0.2	1.8~2.0	1.8~2.0
2DPJ-28 2DPJ-30	1.0~1.2	0.535~0.55	0.3	2.0~2.2	2.0~2.2
2DPJ-55	1.5	1.0	0.5~0.6	2.2~2.5	2.2~2.5

11.3.3.3 设备数量确定

(1) 工作数量一般按矿山同时出矿的电耙道, 或工作面 and 备用电耙道, 或工作面配置的电耙设备数量确定。另外还应包括矿山同时进行采准、切割采场所需的电耙设备数量。

(2) 备用数量建议取工作数量的25%。

建议的电耙设备生产能力

表 2-11-20

电耙型号	耙斗容积 (m ³)	耙运的矿岩块度 (mm)	耙运距离 (m)	生产能力(t)	
				台 班	台 年
2PK-14 2JP-15	0.2	<350	<40	30~50	2.0万~3.0万
2DPJ-28 2DPJ-30	0.3	<500	<40	60~80	3.5万~5.0万
2DPJ-55	0.5~0.6	<650	<40	80~100	5.0万~6.0万

国内生产矿山电耙设备生产能力

表 2-11-21

矿 山 名 称	采 矿 方 法	电耙型号 (kW)	耙运距离 (m)	台班生产 能力(t)
东江铜矿	全面法	14	40~50	11~20
		28	40~50	23~40
遵化铜矿	全面法	14	40~50	65~90
兼江大罗坝铁矿	全面法	28或30	40~60	38
偏矿山锡矿	房柱法	14	40~60	50
		28	40~60	70
务川汞矿	房柱法	14	30~40	50
因民铜矿	分段法	28	40	88~92
寿王坟铜矿	阶段矿房法	28	40	120~150
		55	30	200~250
华铜铜矿	阶段矿房法	30	30	120
白铜辉铜山矿	分段法	28	40	60~90
香花岭锡矿	浅孔留矿法	14	40~50	30~50
大吉山钨矿	深孔留矿法	55	30	90~100
龙烟铁矿	长壁崩落法	14或30	50	42~50
王村铝土矿	长壁崩落法	28	40~50	60~100
中条山胡家峪铜矿	有底柱分段崩落法	28	25~30	91
中条山篾子沟铜矿	有底柱分段崩落法	28	25~30	82
易门铜矿	有底柱分段崩落法	28或30	40	75
锦屏磷矿	有底柱分段崩落法	14	40~50	67
松树山铜矿	有底柱分段崩落法	28	30~60	60~70
桃林铅锌矿	阶段崩落法	28	25~37.5	80
狮子山铜矿	阶段崩落法	28	30~50	80
德兴铜矿	阶段崩落法	28	30	80
黄沙坪铅锌矿	上向水平分层充填法	28或30	30~40	80~100
		?	30	30~40
	下向水平分层充填法	14	30	40~60

11.4 振动放矿机出矿

11.4.1 概 述

振动放矿是通过振动放矿机对矿石松散体的强力振动,并部分借助矿石重力势能,实现均匀、连续并容易控制的一种强制出矿方式。

振动放矿机出矿具有如下优点:

(1) 振动放矿机对于块矿、粉矿、粘性矿及冻结矿等,均能显著改善出矿条件。金山店铁矿,闸门放出粘结粉矿时,装满50t的列车需30~50分钟。采用振动放矿机一般仅为5~20分钟。

(2) 出矿能力有较大的提高。辉铜山铜矿采用分段空场采矿法,用振动放矿机出矿使采场出矿能力提高到350~500t/d,井下出矿能力比使用气动闸门出矿提高20~30%。矿车装满系数普遍由0.7~0.8提高到0.9~1.0,提高了装运效率。

(3) 基本消除了出矿过程中的卡矿、结拱和堆滞现象。东风萤石公司杨家矿采用振动放矿机的出矿口为720×800mm,出矿块度最大为1350×600×800mm。

(4) 振动放矿机出矿,矿流平稳、易控,避免了装车时矿流冲击引起的反尘。

(5) 振动放矿机出矿与气动闸门出矿相比可节约能耗。如辉铜山矿使用12台振动放矿机代替原气动闸门,每月电耗减少1~2万度。

(6) 采用振动放矿机出矿所需采切工程量比其它出矿方式少。

振动放矿机的主要缺点为:

(1) 不象无轨自行设备那样机动灵活,只能在固定的出矿点出矿,不能随时移动;

(2) 选型与安装不当时,难于达到良好的工作状态,甚至影响出矿效率;

(3) 若底板断裂,振动电机烧坏……等故障将迫使停产检修,且振动电机价格较贵;

(4) 若弹性系统、密封系统不当,将产生较大噪音和漏矿,增加粉尘浓度。

11.4.2 振动放矿机选型

11.4.2.1 振动放矿机的种类

振动放矿机机型很多,其典型结构有三种。

1. 单轴振动放矿机

见图2-11-13。优点:采用普通电机,价格较低;参振重量较小。缺点:两皮带轮中心距方向会产生位移,使振动放矿机产生不规则摇摆,造成皮带磨损快,甚至拉断。此类放矿机将逐步被附着式振动放矿机取代。

2. 双轴振动放矿机

如图2-11-14所示,理论上分析四种放矿机是在放矿量要求大、矿石流动性差和要求激振力调节范围大的条件下使用,其优越性较大,故有进一步研究的必要。

3. 附着式振动放矿机

该机特点是直接用振动电机附着于振动台板之下,省去了上述类型振动放矿机动力系统转换的一套设施(如皮带、皮带轮等),是目前较好的一种类型。其基本结构如图

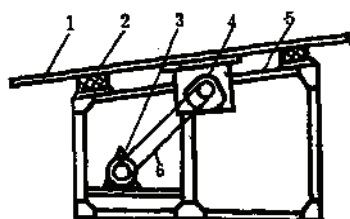


图 2-11-13 单轴振动放矿机
1—振动台；2—弹性系统；3—电动机；
4—振动物；5—机架；6—传动皮带

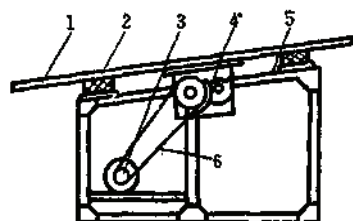


图 2-11-14 双轴振动放矿机
1—振动台；2—弹性系统；3—电动机；
4—振动物；5—机架；6—传动皮带

2-11-15。

11.4.2.2 选型计算及校验

1. 原始资料

振动放矿机选型计算，需收集矿岩的物理力学性质、最大块度、粉矿堆积角（如表2-11-22）、矿岩的自然安息角、土壤的自然安息角、不同的内摩擦角及其相应的侧压系数、内摩擦角及内摩擦系数（分别参见表2-11-23、2-11-24、2-11-25）、大块矿石与粉矿的比例、矿石的粘结性、矿石的含泥量及含水量、矿石体重及松散系数、使用地点、溜井形状及尺寸、放矿口尺寸、每个放矿口要求的放矿量及服务时间等原始资料。

2. 埋设参数的确定

振动放矿机的埋设参数包括：眉线角 δ 、眉线高度 h 和埋设深度 L_A （见图2-11-16）。

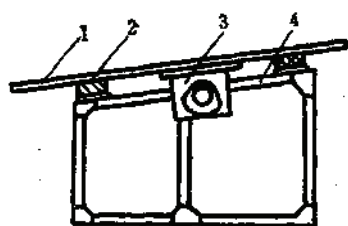


图 2-11-15 附着式振动放矿机
1—振动台；2—弹性系统；3—电动机；4—机架

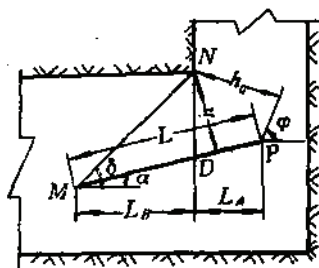


图 2-11-16 振动放矿机埋设参数图

矿石的动安息角 φ 可近似的看作比自然安息角小 $5^\circ \sim 10^\circ$ 。

1) 眉线高度 h 的确定

眉线高度 h 取决于大块尺寸 d 和大块通过系数 K ，可用下式计算。

$$h = Kd \quad (2-11-12)$$

振动放矿机出矿的 K 值比重力放矿要小，一般 $K = 1.6 \sim 2.2$ 为宜。当大块矿石产出率较高或矿石粘性较大时，取大值，反之取小值。滑石一类的矿石， K 值可小至1.2。

粉矿堆积角 (α) 实测值

表 2-11-22

序 号	溜放物名称	岩石硬度系数	矿石的粘结性	粉矿堆积角
1	白云岩 (含铜)	4~6	不粘	65°~70°
2	钨矿石 (石英脉)	12~19	不粘	65°~70°
3	鲕状赤铁矿	10~12	不粘	55°~60°
4	赤铁矿	10~15	粘性较大	65°~85°
5	钒钛铁矿石	6~13	不粘	60°
6	磁铁矿石类岩	12~15	不粘	60°~71°
7	赤铁矿	12	粉矿较多、较粘	60°~75°
8	砂卡岩型磁铁矿		粉矿多而粘	>80°
9	铜 矿	4~8	粘性不大	65°~75°
10	磁铁矿	18	不粘	55°~60°
11	石灰石矿	8~12		
12	赤铁矿	8~12	不粘	55°~60°
13	铅锌矿	8~12	不粘	65°~70°
14	赤铁矿	10~15	不粘	60°~65°

各种矿石、岩石及土壤的自然安息角表

表 2-11-23

序 号	名 称	容重 γ (t/m^3)	自然安息角 φ	侧压力系数 K_e	摩擦系数	
					对混凝土	对钢板
1	铁烧结矿	1.70~2.00	45°	0.171	—	—
2	磷灰石晶矿	1.90	35°	0.271	0.60	0.35
3	石膏 (块径100mm以上)	1.45	30°	0.333	0.45	0.30
4	石膏 (块径100mm以下)	1.35	40°	0.217	0.55	0.35
5	矾土	1.20	30°	0.333	0.50	0.30
6	干的粘土	1.60~1.70	40°~45°	0.217~0.171	0.50	0.70
7	湿的粘土	1.70~2.20	15°~25°	0.589~0.416	0.20	0.30
8	潮湿的粘土	1.70~1.80	25°~35°	0.406~0.271	0.30	0.40
9	湿的砾石	1.90~2.00	25°~35°	0.406~0.271	0.40	—
10	干的砾石	1.80	35°~45°	0.271~0.171	0.45	0.75
11	湿土	1.70	28°~30°	0.361~0.333	—	—
12	潮湿土	1.60	30°~35°	0.333~0.171	—	—
13	白云石	1.70~1.74	40°	0.217	—	—
14	干的腐植土	1.20~1.50	28°~35°	0.362~0.271	—	—
15	干的煤灰	0.40~0.70	40°~50°	0.271~0.132	0.84	0.60
16	生石灰 (粒径100mm以上)	1.10	30°	0.333	0.45	0.35
17	生石灰 (粒径100mm以下)	0.90	35°	0.271	0.55	0.35
18	消化石灰粉	0.70	35°	0.271	0.55	0.35
19	石灰石	1.40~1.70	35°~45°	0.271~0.171	—	0.55
20	焦炭	0.60	45°	0.171	0.84	0.47
21	水晶石	0.90~1.00	25°~37°	0.406~0.249	—	0.55
22	块石	1.30~2.00	37°	0.249	0.84	—
23	水泥熟料	1.40	33°	0.295	—	—
24	电石	0.90	28°	0.361	—	—
25	石英 (粒径50mm)	1.37~1.56	40°	0.217	—	—
26	煤粉 (粒径10mm以下)	1.80	33°	0.295	0.53	0.35
27	锰矿石	1.80~2.00	45°	0.171	—	—

续表

序 号	名 称	容 重 γ (t/m ³)	自然安息角 φ	侧压力系数 K_0	摩擦系数	
					对混凝土	对钢板
28	铁磁	1.90~2.10	30°~35°	0.333~0.231	—	—
29	干砂	1.60	35°	0.271	0.70	0.50
30	潮湿的砂	1.81	40°	0.217	0.65	0.40
31	含水饱和砂土	2.00	25°	0.406	0.46	0.35
32	煤的粉末	0.70	15°	0.589	—	—
33	铁矿石	1.80~2.00	40°	0.217	—	—
34	磁铁矿	2.50~3.50	45°	0.171	—	—
35	赤铁矿	2.50~3.00	45°	0.171	—	—
36	褐铁矿	1.20~2.00	45°	0.171	—	—
37	烧碱	0.60	40°	0.217	0.50	0.30
38	干的砂质粘土	1.60	20°~40°	0.490~0.217	—	—
39	潮湿的砂质粘土	1.90	15°~20°	0.589~0.490	—	—
40	湿的砂质粘土	2.10	20°~25°	0.490~0.406	—	—
41	无烟煤	0.90	30°	0.393	0.50	0.30
42	褐煤	0.70	45°	0.171	0.70	0.35
43	磺粉	1.60	40°	0.217	0.50	0.30
44	水泥	1.60	30°	0.333	0.58	0.30
45	干的煤渣	0.60~1.00	35°~50°	0.271~0.312	—	0.40
46	烟煤	0.90	40°	0.217	0.60	0.30
47	碎煤	0.80	40°	0.217	0.65	0.35
48	大块泥煤	0.75	30°	0.333	—	—
49	碎块泥煤	0.65	30°	0.333	—	—

不同的内摩擦角及其相应的侧压系数

表 2-11-24

$\varphi_n(^{\circ})$	K_0	$\varphi_n(^{\circ})$	K_0
30	0.333	44	0.180
32	0.297	45	0.171
34	0.283	46	0.163
35	0.271	48	0.148
36	0.259	50	0.132
38	0.234	55	0.100
40	0.217	60	0.072
42	0.198	65	0.049

内摩擦角及内摩擦系数

表 2-11-25

物料名称	内摩擦角 $\varphi_n(^{\circ})$		内摩擦系数 $f_n = \tan \varphi_n$	
	静	动	静	动
磁铁矿, 赤铁矿	40~50	30~35	0.84~1.00	0.57~0.70
磁铁矿(块)	45	—	1.00	—
锰矿	35~45	—	0.70~1.00	—
铜矿	35~45	—	0.70~1.00	—
铜、铅、锌精矿	40	—	0.84	—
石灰石(块)	40~45	30~35	0.84~1.00	0.57~0.70

续表

物料名称	内摩擦角 $\varphi_n(^{\circ})$		内摩擦系数 $f_n = \operatorname{tg} \varphi_n$	
	静	动	静	动
砾石	30~45	30	0.57~1.00	0.57
碎石	45	35	1.00	0.70
无烟煤	27~45	27~30	0.51~1.00	0.51~0.57

h 值确定后, 将 $h=h_0$ 作为合理埋设参数应满足的条件, 其目的在于保证出矿口的矿流通断面。 h_0 过小会影响振能的有效传播和大块的通过; h_0 增大, 意味着埋设深度 L_A 的增加, 当增值过大时, 由于参振重量过大, 会引起振动台面受矿端的振幅变小, 这不但无益于提高出矿能力, 还徒然消耗动力。

2) 眉线角 δ 的确定

为了保证振动放矿机停机时矿石不从槽台撒落或溢出, δ 要比矿石自然安息角 θ 小。

$$\delta \leq \theta - (2^{\circ} \sim 4^{\circ}) \quad (2-11-13)$$

3) 埋设深度 L_A 的确定

当 $h=h_0$ 时, 据图2-11-16的几何关系, 可导出埋设深度的计算式。

$$L_A = h \left(\sin \alpha + \operatorname{tg} \frac{\varphi - \alpha}{2} \cos \alpha \right) \quad (2-11-14)$$

式中 L_A ——埋设深度, m;

h ——眉线高度, m;

α ——振动放矿机台面倾角, $(^{\circ})$;

φ ——振动放矿机出矿矿石静止角, 一般比矿石堆积角度小 $5^{\circ} \sim 10^{\circ}$ 。

3. 振动放矿机几何参数的计算

几何参数包括, 台面长度 L , 台面宽度 B , 台板倾角 α (参见图2-11-16)。

振动台面几何参数必须根据矿石的物理力学性质、矿石自然安息角、最大的块度尺寸和运输设备等因素来计算。

1) 振动放矿机的长度

$$L = (L_A + L_B) / \cos \alpha \quad (2-11-15)$$

式中 L ——振动放矿机的长度, m;

L_A ——眉线至放矿机末端的水平投影长度, m;

L_B ——矿石塌落的水平长度, m。

2) 振动放矿机的宽度

$$B = (1.6 \sim 2.0) d \quad (2-11-16)$$

式中 B ——振动放矿机的宽度, m;

d ——大块矿石尺寸, m。

目前振动台面宽度, 一般取800~1400mm。当大块矿石尺寸 d 大, 和要求的生产能力大时, 或容器尺寸较大时, 取大值, 反之取小值。应当注意的是: B 值要小于受矿容器的进口宽度300~600mm, 以免撒矿; 另一方面, 在受矿容器大于振动放矿机台面宽度时,

此时振动放矿机的B值减去300~600mm后，B值应为其受矿容器进口宽度的整数倍。

3) 振动放矿机台面倾角 α

一般台面倾角 α 取 $10^\circ \sim 20^\circ$ 为宜，矿石流动性好时，取小值，反之取大值。

在振动强度相同的条件下，台面倾角的增大，将使振动放矿机的生产能力提高。但倾角增大是有限的，不能导致眉线角 δ 大于自然安息角 θ ，否则矿石会产生自溜，带来不良后果。此外，台面倾角过大，会使台面长度增加，从而增加参振重量。部分矿山台面倾角 α

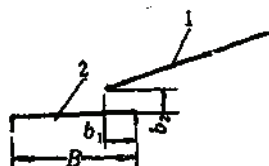


图 2-11-17 台面与矿车关系图

1—振动机台面，2—矿车

值超过了 20° ，虽然其眉线角还未超过自然安息角，但由于振动放矿机在停车时会产生一点余振，此时矿石易撒落在巷道中，增加了巷道清理工作量。小于 10° 时，生产能力减小，但流动性能很好的矿石可采用 $6^\circ \sim 8^\circ$ ，如滑石。

4) 振动放矿机台面与矿车的关系，见表2-11-26和图2-11-17。

4. 参振重量的计算

振动放矿机台面与矿车的关系

表 2-11-26

矿车容积 (m³)	0.5, 0.55, 0.75	1.2, 2.0	3.5, 4.0	6.0, 9.0	标准轨矿车
b_1 (mm)	150~200	200~300	250~350	300~400	>300
b_2 (mm)	>200	>250	>300	>300	>350

参振重量由振动台和矿石重量两部分组成。

$$G = G_1 + KG_2 \quad (2-11-17)$$

$$G_2 = qBL_A + \gamma BU \quad (2-11-18)$$

式中 G ——参振重量，kg；

K ——振动台面上矿石的结合系数， $K = 0.15 \sim 0.3$ ；

G_1 ——振动台重量（包括振动物），kg；

G_2 ——在振动台面上的矿石重量，kg；

q ——振动台埋入部分单位面积上的重量，kg/m²；

γ ——矿石松散体重，kg/m³；

U ——眉线以外塌落于振动台面的矿石纵断面面积，m²。

$$U = \frac{1}{2} \left(L - \frac{L_A}{\cos \alpha} \right) h \quad (2-11-19)$$

根据受矿巷道中的矿石达到一定高度后，矿石的垂直压力不随高度的增加而增大，趋向于定值之原理，即重量为矿石与巷道壁之间的摩擦力所平衡，由此可求出 q 值。

矿石表面光滑，含泥及含水量少的矿石。

$$q = \frac{\gamma F}{K_c \text{Stg} \delta} \quad (2-11-20)$$

对粉矿或粘结性矿石。

$$q = \frac{\gamma F - SC}{K_c \text{Stg} \delta} \quad (2-11-21)$$

式中 δ ——矿石对巷道周壁的外摩擦角；

φ_n ——矿石的内摩擦角；

S ——受矿巷道横断面周长，m；

F ——受矿巷道横断面面积， m^2 ；

C ——松散矿岩的表面粘结力， kg/m^2 ；

K_c ——侧压系数。

$$K_c = \frac{1 - \sin \varphi_n}{1 + \sin \varphi_n} \quad (2-11-22)$$

内摩擦角 φ_n 是表征松散体流动性的基本量。松散体的内摩擦角愈小，侧压系数 K_c 值则愈大（松散体流动性愈大），反之则愈小。

11.4.2.3 振动放矿机使用范围

在选择振动放矿机时，应根据具体情况进行计算，以求得较接近实际使用的机型。我国目前应用的振动放矿机有数十种型号，它们的振动参数，几何参数，埋设参数均有差异，额定功率为1~30kW，机重由300~10000kg。目前仅能提出一个大致的使用范围。

(1) 一个出矿口的年出矿量5万t以下，储矿高度4~30m，储矿段断面 $2 \times 2\text{m}^2$ 或薄矿体留矿法，长壁法，全面法等漏斗中使用。且要求振动放矿机在一处放完后，进行拆迁，重复使用时，可采用功率为1.5kW、台板长度为1.6~2.3m、台板宽度0.7~1.0m的轻型振动放矿机。

(2) 一个出矿口的年出矿量约在5~10万t左右，储矿高度在30~70m，储矿段断面为 $2.5 \times 2.5\text{m}$ ，或阶段崩落法，可用功率为3~4kW，台板长度为2~3.5m，台板宽度0.9~1.2m的振动放矿机。

(3) 一个出矿口的年出矿量50万t以下，储矿段断面 $3 \times 3\text{m}$ ，储矿高度70~100m，可采用功率5.5~7.5kW，台板长度2.5~3.5m，台板宽度为1~1.4m的中型振动放矿机。

(4) 一个出矿口的年出矿量能力在100万t以上，储矿段断面直径为 $\phi 4\text{m}$ 以上，矿车容积在 3m^3 以上，可用功率为4、5.5、7.5kW的振动放矿机并联运转，或设计重型振动放矿机。

在选择振动放矿机时，应注意振动放矿机的底板形式，目前，底板形式有四种，正常情况下，底板受矿端和卸矿端的宽度是一样的。只是在矿车长度稍大、台板宽度较小时，矿车两端装不满，影响矿车装满系数。为提高矿车装满系数，可将卸矿端加宽。不要选用台面宽于矿车长度的振动放矿机。若矿石含泥、含水、粉矿多的时候，最好采用活动斗舌的结构。

11.4.3 生产能力和设备数量确定

11.4.3.1 生产能力确定

1. 技术生产能力

1) 矿石输送速度

$$v = \frac{A\omega}{2} [(2\pi + 2\pi^2 n_p \sin\alpha - \sin 2\pi) n_p \cos\alpha + (\cos 2\pi n_p - 1) \sin\beta] \quad (2-11-23)$$

$$\beta = \arccos \frac{1}{K_v} \quad (2-11-24)$$

式中 A ——振幅, mm;
 v ——矿石输送速度, m/h;
 ω ——振动频率, s^{-1} ;
 β ——矿石的抛射角, ($^\circ$);
 α ——振动台面倾角, ($^\circ$);

n_p ——为跳跃系数, 它取决于工作状态系数 K_v 值, $K_v = K_0 \frac{1}{\cos\alpha}$, K_0 为振动强度, 一般取 1.9~2.3。 n_p 值见表 2-11-27。

矿石跳跃系数

表 2-11-27

K_v	2.00	2.25	2.50	2.75	3.00	3.30
n_p	0.74	0.80	0.86	0.92	0.97	1.00

2) 技术生产能力

$$Q = 3600 \gamma h_0 B v \quad (2-11-25)$$

式中 Q ——技术生产能力, t/h;
 γ ——矿石的松散容重, t/m³;
 h_0 ——眉线高度, m;
 B ——振动台宽度, m;

2. 使用生产能力

振动放矿机的使用生产能力, 要比技术生产能力小, 其影响因素有:

- (1) 振动放矿机的动力系数;
- (2) 振动放矿机的几何参数;
- (3) 振动放矿机的埋设参数;
- (4) 振动放矿机的弹性系统;
- (5) 矿岩的物理力学性质、矿石块度、湿度、粉矿比例、粘结性等;
- (6) 装卸设备的规格、性能及运输方式等;
- (7) 采矿方法及可放出的矿石量。

综合上述因素, 可用下式计算:

$$Q' = KQ \quad (2-11-26)$$

式中 Q' ——使用生产能力, t/h;
 K ——生产能力的影响系数, $K = 0.2 \sim 0.4$ 。

目前我国使用的振动放矿机的实际装车时间见表 2-11-28。

表 2-11-28

回 齒 科 雜 誌 第 1 卷 第 1 期

	东风萤石公司	石人峰铜矿	冯家山铜矿	东风萤石公司	金州石棉矿	潭山磁铁矿	东风萤石公司	麻阳铜矿	开阳磷矿	多宝山铜矿	桃林铝锌矿	金山店铁矿	冯家山铜矿	辉铜山铜矿	落雪铜矿	金山店铁矿	程潮铁矿
驱动放矿机机型	HZJ-I _A	HZJ-I	HZJ-I _I	HZJ-I ₋₁	VC-3				HFZ -2	JZ-1		TZ	VC-1				
电动机功率(kW)	1.5 1850	3 1650	3 2000	3 1500	4 2100	4.5 2200	5 1750	5.5 2300	5.5 2650	7 2650	7.5 2500	10.5 2300	13 2400	17 2600	17 2600	17 2670	22 3300
台板长度(mm)	900	870	900	870	1000	900	870	1000	1250	1500	1300	900	1000	1300	1600	1500	1500
台板宽度(mm)	17	15	15	0	8~12	15~20	10	15	12	10~12	12	21.5	12	10~15	10	15	15
安装倾角(°)																	
使用地点	留矿法	留矿法	留矿法	留矿法	留矿法	留矿法					集矿溜井	阶段溜井	留矿法	阶段溜井	阶段溜井	阶段溜井	阶段溜井
合格矿块度(mm)	400	400	400	400	400	400	400	350	500	<350			400	500	600	850	850
矿车容积(m³)	0.65	0.55	0.55,	0.55,	0.75	1.1	0.6	0.55	0.85, 0.9	0.7	2	0.7	0.75	0.7	10	6	2
装一个矿车时间(s)	10~20	8~10	3~5	3~5	15	10~15	11	8	13~30	10	14~16	8~12	7~9	10	15分钟 装一列车(9个车厢)	30~180	9~13
备注									装运机							矿石粘性大	

11.4.3.2 设备数量确定

振动放矿机选定后,在数量上必须满足一个放矿口能安装一台。据调查,整台振动放矿机损坏得不能使用的尚未发现,均是局部构件出故障,故一般不设备用的振动放矿机。但目前,国内振动放矿机的振动电机时见损坏,所以应随机多购置备用电机10~20%。

11.4.4 采场振动放矿机出矿的底部结构

11.4.4.1 采场底部结构形式

1. 漏斗式

漏斗式结构用于无底柱崩落法的采场溜井、有底柱崩落法、充填法、房柱法、长壁法等。可分为单侧漏斗和双侧漏斗两种(见图2-11-18, 2-11-19, 2-11-20, 2-11-21)。

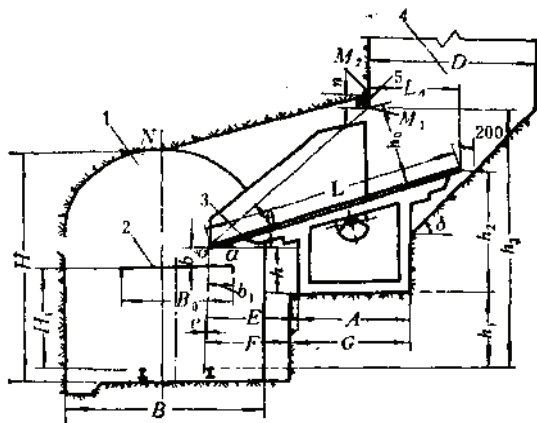


图 2-11-18 单侧漏斗底部结构布置图

1—运输平巷, 2—矿车, 3—振动放矿机, 4—井颈, 5—层线梁

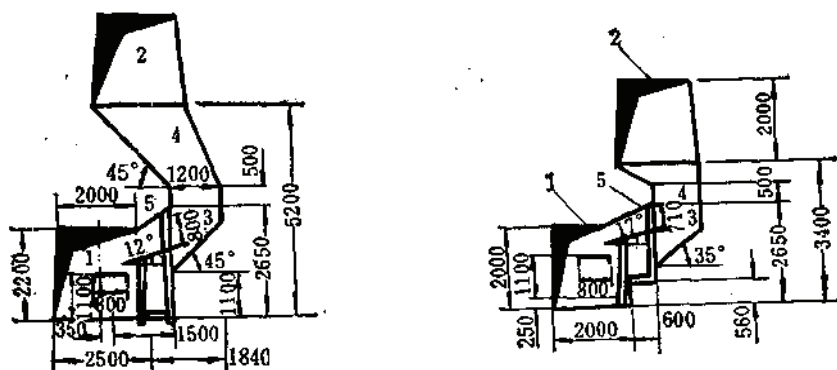


图 2-11-19 双侧漏斗底部结构布置图(东风萤石公司)

1—阶段装矿运输平巷, 2—拉矿巷道, 3—振动放矿机, 4—短斗井和漏斗, 5—层线梁和立柱

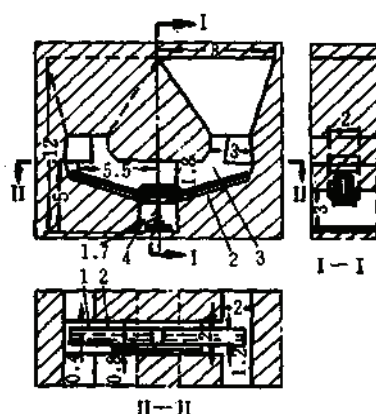


图 2-11-20 双侧漏斗底部结构布置图

1—切割巷道；2—振动放矿机；3—装矿硐室；4—运输平巷

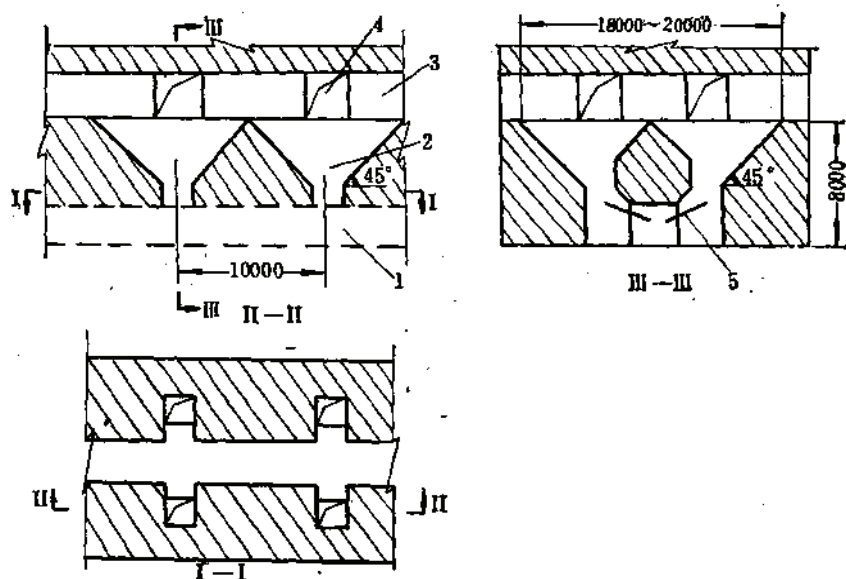


图 2-11-21 易门铜矿双侧漏斗底部结构布置图

1—运输巷道；2—漏斗；3—切割平巷；4—切割横巷；5—振动放矿机

2. 歪沟式

采用歪沟式底部结构的目的是为了使振动波有效地控制在传播范围内，以减少大块的堵塞、卡斗、悬拱，以保证矿石有较大的流通断面。通常垂直装矿巷道掘进振动放矿机硐室，然后挑漏斗井，开凿拉底巷道，在拉底巷道两帮打眼爆破，形成边坡角等于或稍小于振动放矿角的歪沟，目前有如下三种：

- (1) 冯家山铜矿单歪沟底部结构，见图2-11-22；
- (2) 倾斜安装硐室的歪沟底部结构，见图2-11-23；
- (3) 水平安装硐室的双歪沟底部结构，见图2-11-24。

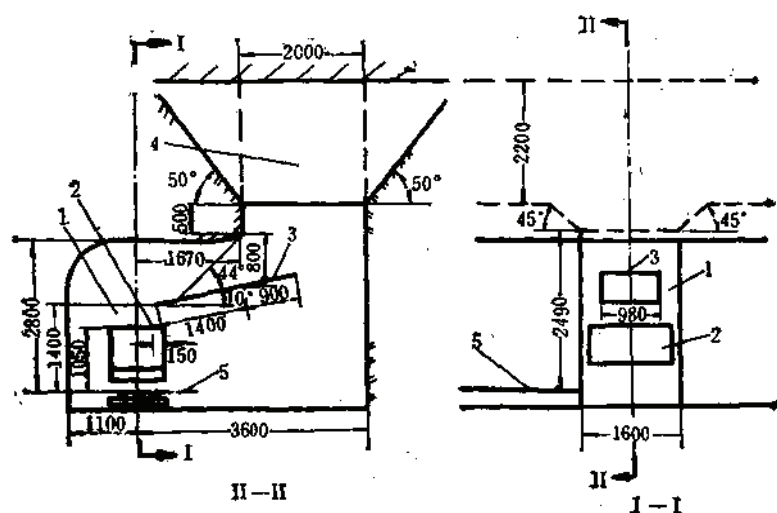


图 2-11-22 冯家山铜矿单堑沟底部结构布置图

1—阶段运输平巷；2—矿车；3—振动放矿机；4—拉底巷道；5—运输平巷轨面

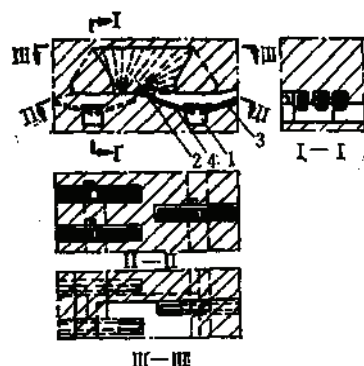


图 2-11-23 倾斜安装硐室的双堑沟底部结构布置图

1—阶段运输平巷；2—堑沟；
3—安装硐室；4—振动放矿机

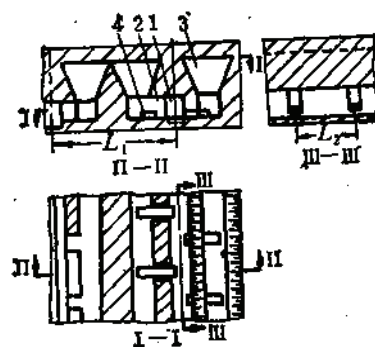


图 2-11-24 水平安装硐室的双堑沟底部结构布置图

1—阶段运输平巷；2—安装硐室；
3—堑沟；4—振动放矿机

3. 人工底部结构

人工底部结构是用钢筋混凝土支护装矿巷道和振动放矿机硐室的一种新的底部结构形式。

人工底部结构要符合如下要求：要能承受上部松散矿石的压力和承受拉底凿岩爆破以及二次破碎的冲击载荷。根据经验，底部载荷应为 $0.5 \sim 0.6 \text{ MPa}$ ，通常采用双筋配置，壁厚 $400 \sim 600 \text{ mm}$ ，200号钢筋混凝土。苏联捷格佳尔矿钢筋混凝土人工底柱，出矿口间距 $3.5 \sim 7.0 \text{ m}$ ，双侧交错布置，钢筋混凝土巷道净宽 2.0 m ，净高 2.3 m ，壁厚 400 mm ，计算载荷 50 t ，钢筋消耗 350 kg/m 。

11.4.4.2 采场振动放矿机的间距

振动放矿机的间距, 根据振动放矿角、采矿方法、采场放矿条件及采准布置等因素综合确定。

1. 崩落采矿法的间距

有底柱崩落法和无底柱崩落法使用振动放矿机出矿时, 不同于重力放矿的是, 其中心距是根据放矿椭球体相交原理来决定的。

$$D = 0.75h\sqrt{1-\varepsilon^2} \quad (2-11-27)$$

式中 D ——振动放矿口中心距, m;

h ——放矿层高度, m;

ε ——偏心率。

在两放矿口中心距已定的条件下, 斗穿长度也为定值。

$$L = 0.375h\sqrt{1-\varepsilon^2} - 0.5(B+\phi) \quad (2-11-28)$$

式中 L ——斗穿长度, m;

B ——运输巷道宽度, m;

ϕ ——放矿口直径, m。

2. 空场采矿法振动放矿机间距

空场采矿法采场顶板不塌落, 崩下矿石在顶柱的掩护下放出。一般说来, 对放矿工艺没有等量、均匀、顺序控制要求, 可以充分利用定点集中大量出矿的方式。

空场采矿法采场振动放矿机间距, 当矿体厚度不大时, 采场沿矿体走向布置, 见图 2-11-25。

采场沿矿体走向布置时间距计算,

$$\begin{aligned} D &= K(B+B_1) \\ &= K(B+2h\text{ctg}\varphi) \end{aligned} \quad (2-11-29)$$

式中 D ——振动放矿机间距, m;

B ——振动放矿机台板宽度, m;

B_1 ——两相邻振动放矿机之间放矿死带宽度, m;

K ——考虑底柱稳定性的结构系数, 一般 $K=1.2\sim 1.5$;

h ——蟹沟或漏斗喇叭口高度, 一般为 $2\sim 3\text{m}$;

φ ——振动放矿机静止角, 一般 $\varphi=45^\circ\sim 55^\circ$ 。

对厚大矿体, 采场垂直矿体走向布置, 振动放矿机在穿脉装矿巷道中交错布置, 见图 2-11-26。

采场垂直矿体走向布置时间距计算,

$$S = K(B+2L_0+2h_1\text{ctg}\varphi) \quad (2-11-30)$$

式中 S ——穿脉装矿巷道间距, m;

B ——装矿设备宽度, m;

L_0 ——振动放矿机振台的水平长度, m。

3. 留矿采矿法振动放矿机间距

留矿采矿法的放矿工艺要求应保证工作面高度和局部放矿量的要求, 也就是说, 放矿过程要等量, 均匀地放矿。在冯家山铜矿、石人峰钨矿、杨家矿等矿的生产实践证明, 可

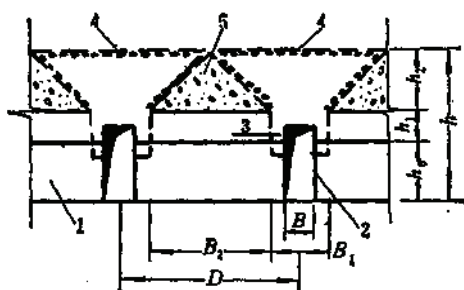


图 2-11-25 沿走向布置振动放矿机布置图

1—运输巷道；2—放矿机硐室；
3—漏斗颈；4—漏斗；5—人工底柱

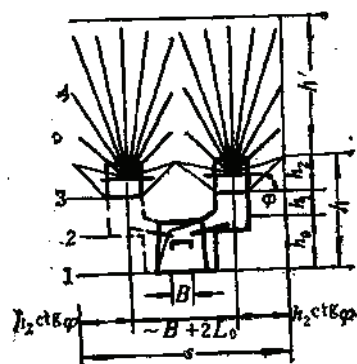


图 2-11-26 垂直矿体走向布置振动放矿机

1—阶段转矿平巷；2—振动放矿机斗井；
3—凿岩巷道；4—回采炮孔

用 (2-11-31) 式计算振动放矿机间距，减少了采准、切割工作量，提高了采场纯矿石的回收率，降低了矿石贫化率。

$$D = B + \frac{2h_a}{\tan \varphi} \quad (2-11-31)$$

式中 D ——振动放矿机间距，m；

B ——振动放矿机台面宽度，m；

h_a ——振动波在矿石中的有效作用范围，m，为达到相邻漏斗放矿时矿堆表面能够均匀下降，脊部残留矿石不多，一般取 $h_a = 5\text{m}$ 左右为宜；

φ ——振动放矿静止角，一般为 $45^\circ \sim 55^\circ$ 。

11.4.5 振动放矿机出矿的经济效果

目前，我国采场使用的放矿设备，主要有指状闸门、反扇形闸门、链状闸门、铁漏斗、木漏斗和振动放矿机等。在同等条件下振动放矿机与各类闸门相比，通过一次投资和经营费的比较，才能看出它们的经济效果。

(1) 无底柱分段崩落采矿法采场溜井，如程潮铁矿和金山店铁矿，溜井高度为 70m，溜井断面 $2 \times 2\text{m}$ ，一个溜井的放矿量 5 万 t 以上，服务时间 4 年以上，在溜井中安装振动放矿机与气动闸门的投资及经营费比较，见表 2-11-29，2-11-30，2-11-31。

从上面的结果可以看出，振动放矿机在无底柱分段崩落采矿法的溜井中应用，经济效果较气动闸门好得多。

(2) 阶段崩落采矿法采场溜井，如桃林铅锌矿，在倾斜矿体底盘沿矿体走向布置电耙道，应用振动放矿机取代原使用的气动闸门、混凝土漏斗和木漏斗。溜井高度 25m 以下，溜井断面 $2 \times 2\text{m}$ ，每个溜口的放矿量 5 万 t 以下，为满足年产 90~100 万 t 的矿石量，100 多个溜口，全部安装了振动放矿机。其投资比较见表 2-11-32。

桃矿的两种放矿方式投资，气动较振动放矿高 2836.1 元/个，出矿经营费，振动放矿机为 0.12 元/t，气动闸门为 0.49 元/t。

(3) 分段空场法、长壁法、房柱法、全面法和留矿法的应用效果一般较好，如多宝

程潮铁矿振动放矿机与气动闸门投资比较

表 2-11-29

项 目		气 动 闸 门	振 动 放 矿 机
放 矿 设 备	数 量 (台) 费 用 (元)	1 4500	1 4815
硐 室 工 程	数 量 (m³) 费 用 (元)	241.1 28266	53 6683
浇 灌 混 凝 土	数 量 (m³) 费 用 (元)	66 3800	22 1276.7
钢 材	数 量 (t) 费 用 (元)	9.392 5597	2.471 1361.6
安 装	工 班 (个) 工 资 (元)	130 403	40 124
合 计	(元)	83066	14260.3
两者费用差	(元)	68805.7	

金山店铁矿振动放矿机与气动闸门投资比较

表 2-11-30

项 目	气 动 闸 门	振 动 放 矿 机
设备数量 (台)	1	1
设备重量 (t)	10	1.4
设备费用 (元)	19500	3300
硐室工程量 (m³)	1180	34
硐室开挖费用 (元)	9100	2600
安装费用 (工资) (元)	250	107
合计 (元)	28850	6007
两者费用差 (元)	22843	

每吨矿石的出矿经营费

表 2-11-31

项 目	振 动 放 矿 机	气 动 闸 门
动力费 (元)	0.018	0.018
放矿工人工资 (元)	0.041	0.165
爆破材料费 (元)		0.014
折旧费 (元)	0.143	0.83
维修费 (元)		0.005
合计 (元)	0.202	1.032
两者相差 (元)	0.83	

山铜矿位于高寒地区,采用浅孔留矿法。矿石体重为 $4t/m^3$,合格块度 $\leq 350mm$ 。采用铁漏斗放矿时,劳动生产率低,且经常发生大块卡斗现象,特别是寒冬季节由于矿石冻结,放矿更加困难,每年几乎要停产半年时间。后改为振动放矿机出矿,保证了全年正常生产。

多宝山铜矿振动放矿机出矿与铁漏斗放矿的投资及经营费比较分别见表 2-11-33, 2-11-34。

桃林铅锌矿每个漏斗振动放矿机与气动闸门的投资比较

表 2-11-32

项 目	振 动 放 矿 机	气 动 闸 门
硐室工程 (元)	2648.1	5431.1
设备费 (元)	2468.1	1703.1
安装费 (元)	169	164.4
其它 (元)	772.6	622.3
合计 (元)	6084.8	8920.9

多宝山铜矿振动放矿机与铁漏斗投资比较

表 2-11-33

项 目	振 动 放 矿 机	铁 漏 斗
设备费 (元)	3800	500
安装费 (元)	431.8	33
合计 (元)	3431.8	533

多宝山铜矿振动放矿机与铁漏斗经营费比较

表 2-11-34

每吨矿石经营费 (元)	振 动 放 矿 机	铁 漏 斗
放矿工人工资	0.041	0.165
维修费		0.005
爆破材料费		0.084
电 费	0.007	
合 计	0.048	0.254

振动放矿机一次投资较大,是铁漏斗投资的5倍,而铁漏斗的放矿费用是振动放矿机的5.3倍。

单从上面计算,初步说明使用那种设备较经济合理,最终可用投资超额返本矿量来判断。

$$P = \frac{A - A_1}{B - B_1} \quad (2-11-32)$$

式中 P ——投资返本矿量, t ;

A ——振动放矿机一次投资, 元;

A_1 ——铁、木漏斗一次投资, 元;

B ——铁、木漏斗放矿费用, 元/ t ;

B_1 ——振动放矿机出矿费用, 元/ t ;

只要振动放矿机出矿量超过式(2-11-32)算出的投资返本矿量,就比其它类型的漏斗放矿经济合理。多宝山矿根据上式计算出,每台振动放矿机返本矿量为14228t,大大低于每台振动放矿机出矿量10万t/a,因此使用振动放矿机是经济合理的。

11.4.6 国外振动放矿机出矿技术概况

苏联研制的振动放矿机,最轻的为140kg,最重的达9.5t,所需功率为0.8~30kW,振

动放矿机台面长度为1.5~7.0m, 宽度为0.5~2.3m, 安装倾角为 0° ~ 30° 。轻型振动放矿机的激振器多使用ИВ-21和ИВ-24型气动振动马达, 此种激振器具有结构简单、重量轻和机械磨损小的特点, 但能耗较大。

苏联库兹列茨各矿山、塔什塔歌尔等矿山在阶段崩落采矿法中应用了ВДПУ-4ТМ型振动放矿机出矿。阶段高度为40~60m, 盘区宽为20~27m, 长度与矿体厚度相等。盘区间不留矿柱, 沿矿体走向连续崩矿。阶段采准时要掘两条脉外运输平巷, 且每隔20~27m掘一条断面为 $3 \times 3\text{m}$ 的穿脉巷道。在运输横巷里的两侧交错布置斗穿, 它们距巷道底板高2.2m, 呈 15° ~ 20° 倾角, 其间距为7~10m, 长7m, 宽1.6~2.4m, 高1.4~1.6m。在这些斗穿中安装振动放矿机, 见图2-11-27。

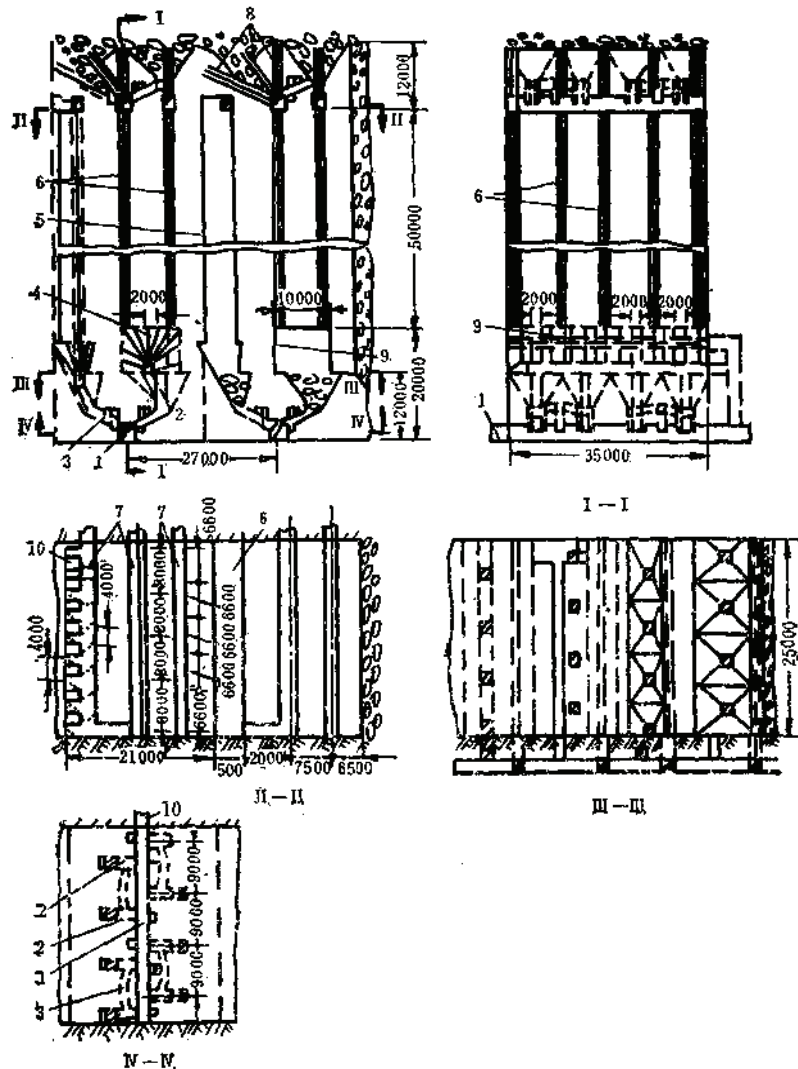


图 2-11-27 振动放矿机在连续阶段崩落采矿法中的应用

1—运输横巷; 2—振动放矿机安装硐室; 3—观察巷道; 4—拉底空间; 5—补偿槽; 6—束状深孔;
7—凿岩巷道; 8—束状扇形深孔; 9—水平束状深孔; 10—切割天井

用ВДПУ-4ТМ型振动放矿机出矿，工作面运输及装车的生产能力为电耙格筛系统2~3倍，且可以在联络巷道内处理矿石悬顶，在振动放矿机的平台上，可以用炸药进行大块的破碎。

苏联为解决无底柱分段崩落法，分段法和阶段崩落法等多种采矿方法的采场运搬，研制了分节通用的新型振动放矿机。设备对巷道底板不要求专门基础和加强措施，生产能力比一般振动放矿机大10~15%，每节运输机的长度与崩落步距相适应，驱动节位于运输卸载端，且对巷道底有专用的加强措施，其特点是拆除一节运输机不影响后面正常使用。这种运输机有BP-80、BYP-80M1、BYP-80Л、BPM-150V和BP-100B等几种型号。

第十二章 采 场 支 护

责任编辑单位 北京有色冶金设计研究总院

编 写 人 高士田

12.1 概 述

采场支护是指在回采过程中对采场(矿块)顶板、围岩进行加固的作业,以保障回采顺利进行。

我国矿山采场支护是个薄弱环节,主要表现在技术和设备落后,机械化程度低,劳动强度大,支护成本高。目前,多数矿山采场是靠自然支撑的,使某些直接在采场顶板下的回采工作带来安全隐患。采场支护仅在少数矿岩不稳固的矿山进行了试验研究工作,与国外先进水平差距较大。

今后,应加强采场支护技术的研究,保证采场作业安全,提高支护劳动生产率和降低成本。同时,在设计中应将采场支护作为一项重要内容。

12.1.1 设计采场支护注意的问题

12.1.1.1 加强岩体力学研究

岩体稳定性往往决定采场支护形式。通过岩体力学的研究,才有可能准确判断矿岩稳定情况。建议有条件的大中型矿山开展岩体力学的研究工作,如岩体物理力学性质,包括岩体强度、弹性模量、泊桑比、风化及透水性等;岩体变形、破坏及移动规律;断层、层理、节理等结构面对岩体稳定性的影响;采场围岩应力分布及规律;采场地压大小以及支护形式之间的相互作用关系等。以便正确选择采矿方法、采场构成要素以及支护形式等。

12.1.1.2 采场支护与采矿方法和回采方案密切相关

设计选择采矿方法和回采方案时,应充分利用顶板围岩自身强度,改善应力状态,使采场围岩自身成为承载结构,力求不支护或局部辅以少量支护。

同时,必须注意到采场支护直接影响采矿方法的选择。随着采场支护技术水平不断提高和支护成本下降,即使矿岩稳定性较差,也可以采用安全、高效率、低成本的采矿方法,矿石损失贫化指标也能得到改善。因此,采用合理的采场支护形式可以扩大某些采矿方法的适用范围。

12.1.1.3 提高回采强度,合理安排回采顺序

提高回采强度可以缩短采场顶板围岩暴露时间。因为顶板变形往往是蠕变的,从变形直到垮落冒顶之前的一段时间内,如能加快回采速度,在短时间内顺利完成各项回采作业,对采场支护有利,可以不支护或采取简单的支护办法,降低采场支护成本。

回采顺序与采场支护的关系也很密切,一般来说,回采顺序应使采场稳定性处于最佳状况,使支护工作简单。

12.1.1.4 选择经济实用的支护材料

- (1) 材料价格低廉;
- (2) 就地取材, 因地制宜, 节省木材;
- (3) 支护简单, 便于机械化作业;
- (4) 优先选用锚喷支护和长锚索支护。

12.1.2 采场支护种类

根据围岩加固方式, 采场支护分为单体局部支护和整体系统支护两种, 前者适用于较稳固岩层, 后者适用于不稳固或稳固性较差的岩层。

根据支护材料和支架种类, 采场支护分为锚杆支护、长锚索支护、喷射混凝土支护、支架支护(从略)、特殊支护及联合支护等六大类。

12.2 锚杆支护

锚杆种类繁多, 材料来源广泛, 加工制作简单, 运输安装方便, 使用安全可靠, 适用范围广, 是国内外矿山采场支护主要形式之一。

12.2.1 锚杆支护作用原理

锚杆支护作用理论较多, 得到公认的主要有下述三种。

12.2.1.1 悬吊作用

锚杆将矿岩表面的不稳岩层或岩块, 通过杆体悬吊在深处基岩上, 使其不脱落, 见图2-12-1。该理论适用于采场顶板整体性较好的岩层。

12.2.1.2 组合梁作用

采场顶板如果是层状岩层, 锚杆将若干较薄岩层锚紧, 使层间摩擦阻力和顶板抗弯强度增大, 增加了顶板的稳定性, 见图2-12-2。该理论适用于沉积岩层状岩层。

12.2.1.3 挤压加固作用

在节理比较发育的岩层中, 在锚杆预应力作用下, 每根锚杆周围形成一个两头呈锥状的筒形压缩区, 各锚杆所形成的压缩区彼此连成一体, 此区域内破碎岩块互相挤压, 形成具有一定厚度的连续均匀压缩带。此压缩带不仅能维持自身稳定, 而且具有承载能力。如果采场顶板呈拱形, 均匀压缩带也呈拱形一自承拱, 此时承载能力将更大, 见图2-12-3。锚杆挤压加固作用适用于节理裂隙比较发育的岩体, 对锚杆支护作用具有普遍意义。

12.2.2 锚杆支护参数的确定

由于岩体力学性质复杂, 对其研究程度有待深入, 因此, 一些理论计算还不精确。目前国内锚杆参数设计基本上采用工程类比法, 有时用经验公式进行验算。

锚杆参数根据单体局部支护和整体系统支护两种方式分别进行计算。

12.2.2.1 单体局部支护时锚杆参数确定

1. 锚杆长度

$$l = l_1 + l_2 + l_3$$

(2-12-1)

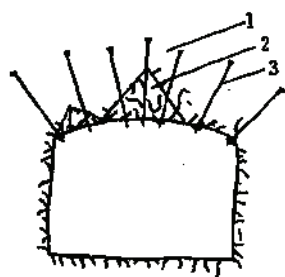


图 2-12-1 锚杆悬吊作用

1—基岩；2—不稳定岩块；3—锚杆

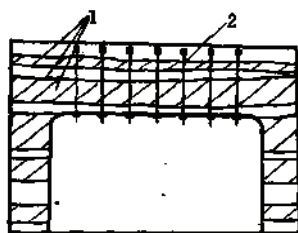


图 2-12-2 锚杆组合梁作用

1—层状岩层；2—锚杆

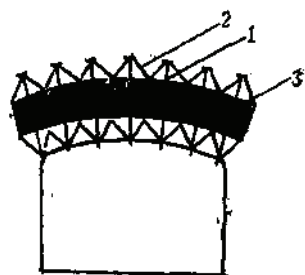


图 2-12-3 锚杆挤压加固作用

1—锚杆；2—筒形压缩区；3—均匀压缩带（自承拱）

式中 l ——锚杆长度，m； l_1 ——锚杆插入稳固岩层深度，胀壳式及楔缝式锚杆 $l_1 = 0.3 \sim 0.4$ m，管缝式及砂浆锚杆 $l_1 = 0.5 \sim 0.6$ m； l_2 ——危岩厚度，可根据采场顶板节理及裂缝方向推断，m； l_3 ——锚杆外露长度，视锚杆种类而定，m。

2. 锚杆直径

$$d = 11.3 \sqrt{\frac{KQ}{\sigma_t}} \quad (2-12-2)$$

式中 d ——锚杆杆体直径，mm； K ——安全系数， $K = 2 \sim 3$ ； Q ——危岩重力，N； σ_t ——杆体材料抗拉强度，Pa。

3. 锚杆根数

如果“危岩”不是一块而是一片，需锚杆组加固。

$$n = K \frac{Q}{P} \quad (2-12-3)$$

式中 n ——锚杆根数，根； K ——安全系数， $K = 2 \sim 3$ ； Q ——危岩重力，N； P ——每根锚杆锚固力，N。

12.2.2.2 整体系统支护时锚杆参数确定

1. 锚杆长度

国内外矿山使用的锚杆长度为1.2~3m，一般为1.5~2.0m。可用下列公式验算：

$$l = N \left(1.1 + \frac{B}{10} \right) \quad (2-12-4)$$

式中 l ——锚杆长度， $l > 2$ 倍岩石节理间距，m； N ——岩层稳定性影响系数：围岩稳定性较好 $N = 0.9$ ；围岩中等稳定 $N = 1.0$ ；围岩稳定性较差 $N = 1.1$ ；围岩不稳定 $N = 1.2$ ；

B ——采场跨度, m, 本公式适用于 $B \leq 12\text{m}$ 。

2. 锚杆间距

国内外矿山使用的锚杆间距为 $0.5 \sim 2\text{m}$, 一般为 $0.7 \sim 1.5\text{m}$ 。经验计算公式如下:

$$a = (0.5 \sim 0.7) l \quad (2-12-5)$$

式中 a ——锚杆间距, $a < 3$ 倍岩石节理间距, m;

l ——锚杆长度, m。

3. 锚杆直径

国内外矿山使用的锚杆直径为 $12 \sim 40\text{mm}$, 锚杆直径与锚杆种类有关: 楔缝式锚杆直径一般为 $20 \sim 32\text{mm}$, 常用 $24 \sim 26\text{mm}$; 胀壳式锚杆直径一般为 $12 \sim 20\text{mm}$, 常用 $14 \sim 16\text{mm}$; 管缝式锚杆直径一般为 $32 \sim 40\text{mm}$, 常用 38mm ; 钢筋砂浆锚杆直径为 $12 \sim 20\text{mm}$, 常用 $14 \sim 16\text{mm}$ 。

锚杆直径还与锚杆长度有关, 经验计算公式如下:

$$d = \frac{l}{110} \quad (2-12-6)$$

式中 d ——锚杆直径, mm;

l ——锚杆长度, mm。

4. 锚杆排列

有方形、矩形及梅花型等, 视具体条件而定。

5. 国外计算锚杆参数的经验公式

国外计算锚杆参数经验公式

表 2-12-1

国 别	作 者 或 工 程	经 验 公 式
美 国	T.A.Lang 等	$a < \frac{l}{2}$, 符号同前
澳大利亚	雪山工程	$l \geq \frac{B}{3}$, 布置 $0.5 \sim 1$ 根/ m^2
奥 地 利	T.L.V.Rabcewicz	$l \geq \frac{B}{3} \sim \frac{B}{4}$
法 国	E.Tincelien	$l \approx \frac{B}{4}$ $l \geq 2$ 倍岩石节理间距 $a < 3$ 倍最小岩块尺寸
日 本	1989 年隧道规范	$l > 2a$ $a < 1.5\text{m}$

12.2.3 锚杆分类、特征和适用条件

按锚杆与围岩锚固原理, 将锚杆分为机械锚固点锚杆、注浆锚杆、摩擦式锚杆及其它类型锚杆四大类, 各种锚杆结构特征及适用条件见表 2-12-2, 可供设计参考。

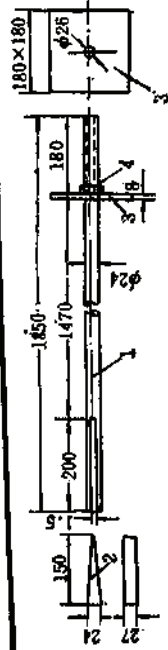
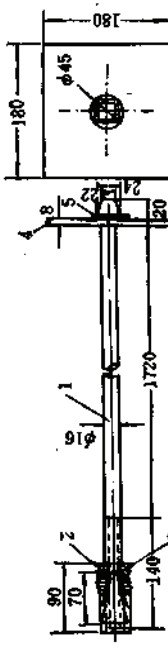
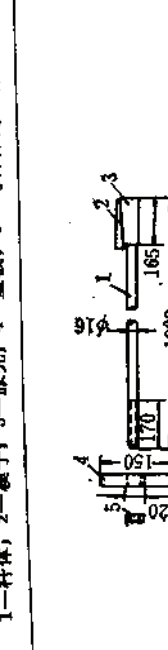
12.2.4 锚 杆 安 装

12.2.4.1 锚固力试验

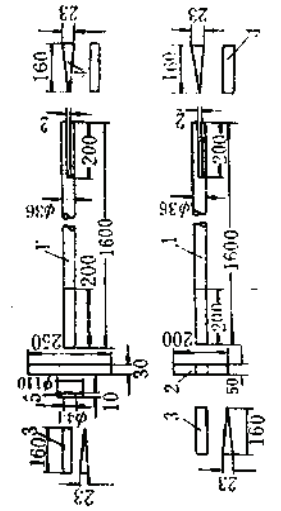
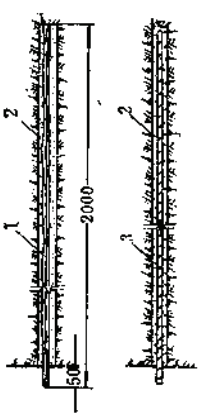
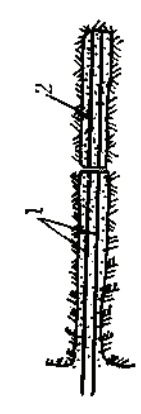
采用锚杆作为采场支护主要手段的矿山应进行锚固力试验。内容有各类锚杆的锚固力特性, 确定最佳锚杆类型, 锚固力与孔径和扭矩的关系, 锚杆合理参数等。

表 2-12-2

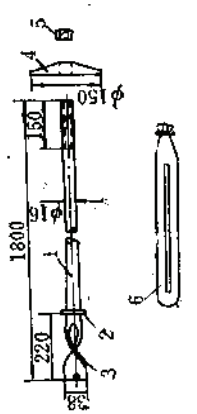
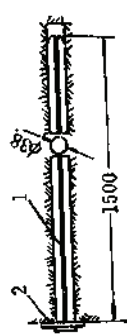
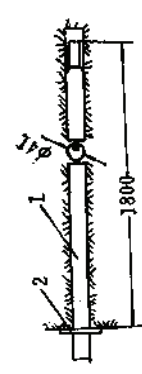
各种锚杆结构特征及适用条件

锚杆类型	锚杆名称	结 构 简 图	锚固力	适用条件	参考价格 (不含安装费)	注
1	2	3	4	5	6	7
	1. 金属楔胀式锚杆	 1—杆体, 2—楔子, 3—膨胀板, 4—螺母	可达(50~100) kN 安装时加扭矩 150~300 N·m	中硬以上岩石锚固效果好, 不宜在软岩中使用对钻孔直径及深度要求严格	矿山均可自制, 直径24mm长1.8m锚杆每套成本8~9元	原为应用最广泛锚杆, 现逐渐被胀壳式和管缝式取代
	2. 金属胀壳式锚杆	 1—杆体, 2—胀壳, 3—膨胀板, 4—螺母, 5—与杆体为一体方形头	可达(60~120) kN 安装时加扭矩 150~300 N·m	中硬以上岩石, 在软岩及破碎岩层中锚固效果比管缝式锚杆好	中小型机修厂可制造, 直径16mm, 长1.8m锚杆售价7~8元/根	加拿大、美国、法国使用较普遍。我国黄金矿山使用较多, 如焦家、张家口金矿等
	3. 金属楔胀式锚杆	 1—杆体, 2—活动楔块, 3—固定楔, 4—垫板, 5—螺母	一般为50~100 kN 安装时加扭矩 150 N·m	中硬以上岩石, 对孔深要求不严	与胀壳式锚杆相近, 直径16mm, 长1.8m锚杆每套7~8元	在煤矿使用普遍, 在金属矿使用较少

续表

锚杆类型	锚杆名称	结 构 简 图	锚固力	适用条件	参考价格 (不含安装费)	注
1	2	3	4	5	6	7
一、机械锚固点锚杆	4.普通木锚杆	 1—杆体；2—木垫板；3—外楔；4—内楔；5—铁垫圈	一般为10~20 kN,最大可达40 kN	适用于中小矿山地压较小,采场,矿岩中硬以上	矿山均可自制,杆体及楔子必须用硬杂木制作,每套3~4元	小型矿山曾有使用,目前使用较少
	5.钢筋、钢丝绳砂浆锚杆	 1—钢筋, 2—砂浆, 3—钢筋	锚固力为50~150 kN,钢筋直径16 mm,长1.5 m,钢筋砂浆锚杆锚固力,龄期1天为60 kN,3天为80~100 kN。钢丝绳砂浆锚杆锚固力略低于钢筋砂浆锚杆	适用于各种岩石,对软岩及破碎岩层比机械点锚杆有效。采场顶板允许暴露时间在2天以上时,方可采用砂浆锚杆	直径16 mm,长1.8 m 钢筋砂浆锚杆每套成本3~4元。钢丝绳砂浆锚杆为2~3元(利用废旧钢丝绳)	砂浆锚杆在我国矿山普遍应用
二、注浆锚杆	6.竹筋砂浆锚杆	 1—竹片, 2—砂浆	竹片厚6 mm,宽20 mm,双片,安装1天后达10 kN,7天后达20~30 kN	南方民采小矿点,采场顶板暴露面积小,地压不大时可以采用	矿山均可自制,成本1~2元/根	注入砂浆后,比单一竹片锚杆锚固力大

续表

锚杆类型	锚杆名称	结构简图	锚固力	适用条件	参考价格 (不含安装费)	注
1	2	3	4	5	6	7
二、注浆锚杆	7. 树脂锚杆	 1—杆体；2—挡圈；3—左旋麻花部分；4—垫板；5—螺母；6—树脂药包	一般采用端头锚固的树脂锚杆，锚固力达60~120kN。全长锚固的树脂锚杆，平均每m锚固力达150kN以上	树脂固化时间3~5 min，10 min即可承载。适用于任何岩层，对软岩及碎岩尤为有效，特别适用于顶板允许暴露时间短的采场	杆体直径16 mm，长1.6 m 端头锚固的树脂锚杆，每套成本7~8元 (1983年价格)	树脂锚杆在德国、法国、美国等大量使用，我国应推广使用，集中建立树脂药包加工厂
	8. 管缝式锚杆	 1—杆体；2—垫板	锚固力与锚杆钢管的材质、壁厚、钻孔直径有关，一般可达80~100kN以上	适用于各种岩层，对软岩及破碎岩层更有效。安装后立即承载，最适用于顶板不允许暴露时间长的采场	一般由专业厂加工，多用16Mn钢。直径40 mm，长1.8 m 锚杆每套9~10元	这种锚杆问世后发展很快，许多国家普遍应用，我国凡口矿、金川二矿使用较多
三、摩擦式锚杆	9. 水压膨胀锚杆 (Swelllex)	 1—杆体；2—垫板	又称司寇莱克斯锚杆，用高压水使锚杆膨胀，紧贴在孔内，摩擦产生锚固力，可达80~100 kN	适用于各种岩层，对软岩及破碎岩层更有效	由专业厂制造，把壁厚2 mm 钢管冷轧成内呈圆舌形，外呈圆形双层壁钢管，成本高于管缝式	由瑞典发明，在瑞典中部矿山进行试验，安装速度快，支护效果好，但成本高。金川二矿使用效果较好

续表

锚杆类型	锚杆名称	结构简图	锚固力	适用条件	参考价格 (不含安装费)	注
1	2	3	4	5	6	7
三、摩擦式锚杆	10. 压缩木锚杆	 1—压缩木杆体, 2—内层, 3—外层	压缩木锚杆也是摩擦式锚杆, 不仅在锚头部位, 而且沿锚杆全长产生摩擦力, 锚固力可达40kN以上	适用于任何岩层, 但岩层含水更为有利, 因压缩木只有受潮才能膨胀	只有木材厂才能生产, 六十年代北京木材厂生产几万套, 每套成本8~9元	在煤矿曾使用过。现在使用较少
	11. 组合锚杆					
四、其它锚杆	12. 新型锚杆					

组合型锚杆很多, 如楔形砂浆锚杆、胀壳砂浆锚杆、胀壳管锚杆、胀壳管锚杆等。其中胀壳管锚杆在湘西金矿等地试验, 锚固力大, 可达100kN以上, 故破岩层均能适用。现长沙市锚杆厂已批量生产, 直径40~45mm的胀壳管锚杆锚杆管价5~12元。胀壳管锚杆在凤凰山铜矿试用, 锚固力大, 对破碎岩层支护效果好, 安装后立即承载。此外, 还有锚杆桁架, 也是一种组合锚杆

除上述锚杆外, 还有预应力砂浆锚杆、钢珠摩擦锚杆、可伸长滑动锚杆、爆固式锚杆、摩擦清砂锚杆、自钻式锚杆、水泥速凝药卷锚杆等, 其中有些锚杆正在研制、试验之中。值得一提的是水泥卷锚杆在煤炭系统(北京煤炭科学研究所, 中国煤矿学流等)已有批量生产, 并有专利出售, 每卷约0.2~0.3元, 是很有发展前景的支护支架

锚固力试验所用设备及工具有ML-20型锚杆拉力计或HL-10型锚杆拉拔试验器、压力表、扭力扳手、活扳手、锚杆连接杆、经纬仪等。

12.2.4.2 安装

为了保证安装锚杆作业安全，首先进行采场顶板撬顶作业。国内目前采用人工撬渣，劳动强度大，不安全；国外已用机械撬渣，如液压扭转齿、冲击锤及撬渣机等。

撬渣后，钻锚杆孔，我国一般采用手持式凿岩机械或液压钻机。钻孔方位、孔距、直径、深度等，应严格按设计要求施工。

我国目前采场顶板锚杆的安装均采用手工操作。安装机械点锚固锚杆如楔缝式，采用大锤锤击，然后用扳手加扭矩。安装砂浆锚杆时，应配置注浆设备。国外许多矿山采用锚杆台车安装锚杆，完成钻孔、安装、注浆等工序，工效高，劳动强度减轻，成本低。我国已经生产MGJ-1型锚杆安装机，其它型号的锚杆安装机正在研制中。MGJ-1型锚杆安装机性能、型号见本卷附录1。小铁山和金川二矿区引进有瑞典Atlas公司的H₃₃₁型锚杆台车。

12.2.5 劳动生产率及成本

12.2.5.1 劳动生产率

采场安装锚杆一般由采矿工人兼任，不设专业工作队。锚杆安装速度（包括钻孔）与岩石硬度、锚杆类型、设备及具体条件等因素有关，一般每班二人可安装10~20根锚杆。国外生产率较高，如美国采用涨壳式锚杆，每班二人可安装25~150根，平均70根。

12.2.5.2 成本

锚杆成本包括锚杆材料加工费和安装费。湘西金矿1984年采场支护的锚杆成本见表2-12-3，部分工厂加工锚杆的售价见表2-12-4。

湘西金矿锚杆成本

表 2-12-3

锚杆类型	直径 (mm)	长度 (mm)	材料及加工费 (元/根)	安装费 (元/根)	总成本 (元/根)
西奥胀壳式锚杆	16	2000	9.00	0.92	9.92
金属楔缝式锚杆	22	2000	8.80	1.07	9.87
金属楔缝式锚杆	25	2000	9.10	1.07	10.17
楔管-1型锚杆	33.5	2000	6.90	1.07	7.97
楔管-2型锚杆	41.5	2000	6.50	1.07	7.57
螺纹钢钢筋砂浆锚杆	16	2000	2.53	2.21	4.74
废钢绳砂浆锚杆	15.5	2000	0.74	2.21	2.95
废钢绳砂浆锚杆	12.5	2000	0.56	2.21	2.77

12.3 长锚索支护

12.3.1 概 述

长锚索技术应用于采场支护后，从理论到实践发展很快，现已成为采场支护主要方法之一。加拿大、澳大利亚、芬兰等国是应用长锚索技术先进国家，这些国家的长锚索产品已商品化和系列化，锚索施工安装已实现机械化，用锚索台车可一次完成钻孔、送绳、注浆等作业。在设计选取锚索参数时，往往经过多次试验，对数据经反复研究后才确定锚索

部分工厂加工锚杆售价

表 2-12-4

锚杆类型	锚杆直径 (mm)	锚杆长度 (mm)	单 价 (元/根)	生 产 厂 家	注
涨壳式	16	2000	7.9	招远县黄金机修厂	(1985年)包括垫板等
涨壳式	16	1800	7.5	招远县黄金机修厂	(1985年)包括垫板等
涨壳式	16	1600	7.1	招远县黄金机修厂	(1985年)包括垫板等
涨壳式	16	1400	6.7	招远县黄金机修厂	(1985年)包括垫板等
管缝式	41.5	2000	7.7	北京冶金建筑研究总院	(1983年)包括托板
管缝式	41.5	1800	7.16	北京冶金建筑研究总院	(1983年)包括托板
管缝式	41.5	1500	6.35	北京冶金建筑研究总院	(1983年)包括托板
管缝式	38~40	1500~2000	5~7	长沙钢厂	(1983年)包括托板
管缝式	38~40	1500~2200	5~8	涟源钢厂	(1983年)包括托板
楔管式	40~45	1200~3000	5~12	长沙市锚杆厂	(1983年)包括托板
楔管-2型	41.5	2000	6.5	湘西金矿长沙矿山研究院	本矿制造成本(1984年)
涨壳式	16	1500~2000	5~7	岫岩矿山机械厂	(1983年)包括托板

参数。近几年,我国一些矿山如湘西金矿、凤凰山铜矿、铜录山铜矿以及金川二矿区等也进行了长锚索试验工作,并取得一定成效,但安装时基本上采用手工操作,劳动生产率低,使推广工作受到限制。在设计长锚索参数时,我国仍采用工程类比法,凭经验选取。

长锚索支护主要应用于充填法和空场法采场。在分层充填法采场,应用长锚索预先加固顶板和上下盘围岩,可使在顶板下直接作业的工人安全得到保障,从而使回采工作顺利。在空场法采场,用长锚索加固矿体上下盘围岩,不仅使采矿和放矿工作进行,减少矿石的损失和贫化,同时也扩大了空场法的应用范围。图2-12-4为澳大利亚王岛(King Island)道尔芬(Dolphin)矿用20m长锚索加固上盘大断层示意图,经过加固,使位于断层下部的矿体得以安全回采。

图2-12-5为加拿大杰柯(Geco)矿用7~10m长锚索加固矿体和两帮示意图,采用加固措施后,解决了采场中顶板冒落和两帮片落的问题。

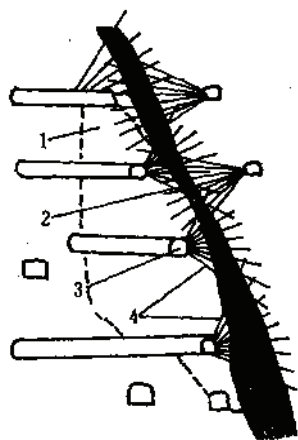


图 2-12-4 道尔芬(Dolphin)矿用长锚索加固断层示意图

1—矿体; 2—大断层; 3—长锚索施工巷道; 4—长锚索

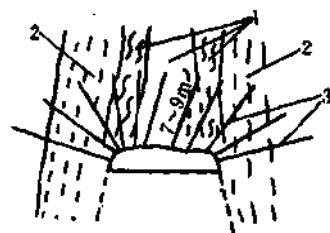


图 2-12-5 杰柯(Geco)矿用长锚索加固采场示意图

1—矿体; 2—围岩; 3—长锚索

图2-12-6为芬兰科塔拉提(Kotalahti)矿用20~30m长锚索加固采场上下盘围岩示意图,松软的蛇纹岩和角闪岩上下盘经加固后很稳定,使分段空场法矿石回收率达到100%(包括部分贫化),贫化率为18%。

图2-12-7为我国凤凰山铜矿用长锚索加固水平分层充填法采场顶板示意图,采用加固措施后,顺利采出了因顶板失稳而难以回采的三个采场中的矿石,取得明显的经济效益。

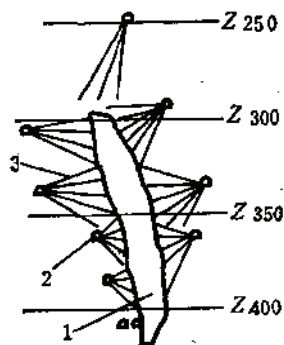


图 2-12-6 科塔拉提矿(Kotalahti)矿长锚索加固上下盘示意图

1—空场法采场; 2—长锚索施工巷道; 3—长锚索

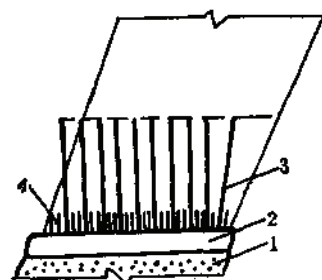


图 2-12-7 凤凰山铜矿长锚索支护采场顶板示意图

1—尾砂充填体; 2—充填法采场; 3—长锚索; 4—短锚杆

12.3.2 长锚索结构、支护原理

12.3.2.1 长锚索结构

长锚索支护是在矿岩中钻凿深孔或中深孔,然后放入一根或多根钢绳,并向孔中注水泥砂浆,凝固后即可加固和支撑采场矿岩。长锚索又分普通长锚索和预应力长锚索两种。普通长锚索结构见图2-12-8。预应力长锚索结构见图2-12-9。

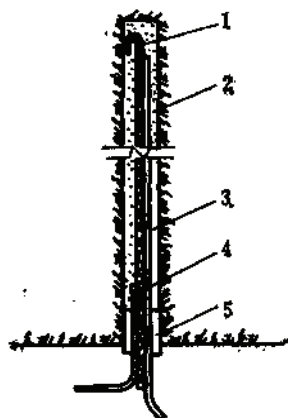


图 2-12-8 普通长锚索结构示意图

1—钢绳; 2—砂浆; 3—排气管; 4—注浆管; 5—孔塞

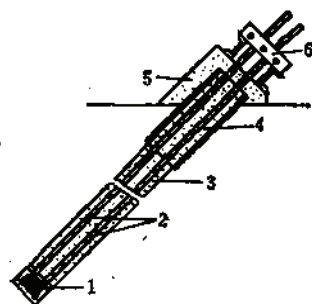


图 2-12-9 预应力长锚索结构示意图

1—钢绳卡; 2—钢绳; 3—砂浆; 4—孔塞; 5—混凝土墩台; 6—拉紧装置框架

钻孔中钢丝绳有单根、双根或多根,一般常用单根钢丝绳,其直径为16~30 mm。新旧钢绳均可,采用废旧钢绳成本低,但必须清洗干净。

注浆多采用硬聚氯乙烯管, 直径15~20mm。排气采用塑料管, 直径10~15mm。

12.3.2.2 长锚索支护原理及锚固力

长锚索结构与砂浆锚杆相同, 由于长锚索比普通砂浆锚杆长, 钻孔直径大, 锚固范围大, 因此, 锚杆的三种作用—挤压加固作用悬吊作用组合梁作用都能充分发挥, 锚固力大, 被锚固岩体整体性和稳定性都得到改善。

长锚索锚固力与钢丝绳破断力、钢丝绳与砂浆之间粘结力(握裹力)以及砂浆与孔壁之间粘结力有关。钢丝绳破断力主要取决于钢丝绳直径和质量; 粘结力主要取决于砂浆强度, 必须提高砂浆早期强度。影响砂浆抗压强度的因素很多。要求水泥标号大于400^{*}, 一般选用普通硅酸盐水泥。砂子宜用中粒砂, 平均粒径0.3~0.4mm, 最大粒径不超过3mm, 含泥量不超过5%。灰砂比为1:1~1.2。水灰比太大, 砂浆强度降低。水灰比太小, 施工困难, 应加减水剂, 如VNF-5型减水剂等。水灰比一般为0.4~0.45, 加减水剂可降到0.35~0.38。

12.3.3 长锚索支护参数确定

12.3.3.1 钻孔长度

钻孔长度根据长锚索用途变化很大, 由5m到50m左右。采场顶板长锚索长度应大于顶板冒落最大高度, 如某金矿顶板冒落最大高度为4~5m, 则锚索长取5~6m。在钻孔设备及安装方便条件下, 尽可能加长钻孔长度。采用BA-100钻机时, 孔长50m; 采用YGZ-90中深孔钻机, 孔长10~15m; 采用YSP-45凿岩机, 孔长5~6m。

12.3.3.2 钻孔间距

长锚索钻孔间距, 目前根据经验选取。其网度根据岩层稳定性及节理裂隙发育程度选定。不稳定岩层, 节理裂隙又比较发育, 网度一般为1.5×1.5m或2×2m; 稳定岩层, 整体性较好, 网度为3×3m或4×4m。

12.3.3.3 钻孔直径

钻孔直径不仅要满足钢丝绳、排气管、注浆管安装方便要求, 还应使钢丝绳和砂浆的粘结强度以及砂浆和孔壁粘结强度达到最佳值。一般根据经验选取, 钻孔直径为钢丝绳直径2~3倍, 常用的钻孔直径为50~90mm。如湘西金矿钢丝绳直径为21.5mm、31mm, 钻孔直径65mm。凤凰山铜矿钢丝绳直径15~25mm, 钻孔直径60~70mm。铜录山矿钢丝绳直径24.5mm, 钻孔直径66mm。国外有些矿山, 通过多次锚固力试验确定锚索钻孔直径最佳值。

12.3.3.4 钻孔方向

采场中的长锚索一般采用上向钻孔, 预锚固全段高长锚索有时采用下向钻孔。加固上下盘的长锚索, 一般采用扇形炮孔。

12.3.4 长锚索安装

长锚索安装工艺包括钻锚索孔、检查清洗钻孔、推送钢丝绳和安装排气管、封孔及注浆等。预应力长锚索还应增加锚头制作及孔口施加预应力装置。普通长锚索安装工艺见图2-12-10。

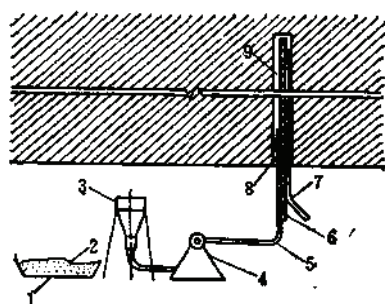


图 2-12-10 普通长锚索安装示意图

1—搅拌机，2—水泥砂浆，3—上料装置，4—灰浆泵，5—注浆管，6—钢丝绳，7—排气管，8—孔塞，9—钻孔

12.3.5 劳动组织、劳动生产率及成本

12.3.5.1 劳动组织

长锚索支护在国内尚属新技术，一般采用专业工作队，其人员组成见表2-12-5。

长锚索支护专业工作队劳动组织

表 2-12-5

工 种	人 数	注
凿 岩 工	2	一台机组 电工、钳工各一人
钢绳、砂浆制备、运输	2	
钢绳推送、封孔	1	
注 浆 工	1	
辅 助 工	1	
队 长	1	
小 计	8	

国内外部分矿山长锚索每米成本 (元)

表 2-12-6

矿山名称项目		湘西金矿	凤凰山铜矿	铜录山铜矿	芬兰Kotalahti矿 (美元)		美 国 Homestake矿 (美元)
					人工安装	机械安装	
材 料	钻 孔	0.995	1.47	3.56	3.25	3.25	1.50
	钢丝绳		3.66	4.32	1.25	1.25	5.90
	其 它	0.605	0.47	1.13	0.25	0.25	0.95
	小 计	1.60	5.60	9.01	4.75	4.75	8.35
设备折旧			0.12				0.68
动 力		0.75	1.80	0.28			
工 资		0.75	0.77	3.27	6.00	1.50	9.20
其 它				0.35			
合 计		3.10	8.29	12.91	10.75	6.25	18.208

12.3.5.2 劳动生产率

我国长锚索安装劳动生产率较低，一般每人班5~10m。国外，如芬兰Kotalahti矿，人工安装时为每人班20m，采用锚索台车时为每人班80~100m。我国应加强锚索安装机械

研制工作,以提高劳动生产率。

12.3.5.3 支护成本

长锚索支护成本,国内每米为3.10~12.91元。国外每米成本为6.25~18.21美元(几个矿山的统计资料)。国内外矿山长锚索成本见表2-12-6、表2-12-7、表2-12-8。从表中成本构成分析,我国几个矿山长锚索支护材料费所占比重大,为52~70%;而工资比重较小,为9~25%。因此,我国应从节省原材料入手,降低长锚索支护成本。

凤凰山铜矿试验采场长锚索单位成本

表 2-12-7

项 目		总 成 本 (元)	每m锚索成本 (元)
材 料	φ24.5, 6×7+1钢丝绳	1788.15	3.66
	φ7.5 排 气 管	83.25	0.17
	木 制 孔 塞	14.80	0.03
	硅酸盐水泥(500°)	127.10	0.26
	河 砂	4.80	0.01
	小 计	2018.10	4.13
人 工	钻 孔	156.19	0.32
	锚索安装	168.00	0.34
	清洗钢丝绳	53.69	0.11
	小 计	377.88	0.77
其 它	压 风	878.58	1.80
	钎头、钎杆、套管、钎尾	800.00	1.47
	设备折旧费	56.7	0.12
	小 计	1735.28	3.39
合 计		4131.26	8.29

美国霍姆斯特克(Homestake)矿长锚索每米成本(美元)

表 2-12-8

项 目		单 位 成 本	项 目		单 位 成 本
一、 凿 岩	57mm钻头	0.300	二、 材料 及加工	注浆管	0.361
	64mm钻头	0.541		堵 塞	0.023
	钎 钢	0.433		小 计	6.485
	联接套筒	0.194	注 浆	水 泥	0.374
	凿岩机维修	0.390		泵 维 修	0.069
	台架维修	0.220		小 计	0.443
	小 计	2.078	工 资	凿岩与安装	7.288
二、 材料 及加工	单股绳索打节	2.624		注 浆	1.912
	双股绳索	3.280		小 计	9.200
	通气管	0.197	总 计		18.206

12.4 喷射混凝土支护

喷射混凝土支护在采场支护中的应用不如巷道支护广泛,主要应用在分段崩落采矿法

的回采进路的掘进与维护,下向胶结充填法的第一个分层的回采以及作为采场冒顶片帮的紧急支护措施等方面。

12.4.1 喷射混凝土材料及配比

喷射混凝土材料包括水泥、砂子、石子、速凝剂等。一般采用普通硅酸盐水泥,标号400*以上。砂子采用中粒和粗粒砂,不宜使用细砂。泥及杂质含量不应超过5~10%,含水率以5%为宜。石子以卵石为好,卵石最大粒径不得超过25mm;若采用碎石,碎石最大粒径不得超过20mm。颗粒级配要合理。

采场支护要求早期强度高,因此喷射混凝土中必须加速凝剂。常用速凝剂有红星I型、711型、782型、氯化钙、氟化钠、水玻璃等。

水泥、砂子、石子的配合比一般为1:2:2,水灰比一般为0.4~0.45,按此配比,每m³混凝土需用水泥380kg,砂子760kg,石子760kg,水160kg。混凝土标号可达到200*。

水灰比对喷射混凝土强度特别是早期强度影响很大,应掺入减水剂,降低水灰比,提高喷射混凝土的早期强度。

12.4.2 喷射厚度

喷射混凝土厚度取决于顶板稳定程度及采场跨度。对于采场顶板较稳定、跨度在3m以内时,喷射厚度为30~50mm;采场顶板稳定性较差,跨度在4~5m以上时,不仅喷射厚度加大到70~100mm,而且要加锚杆。

12.4.3 劳动组织及机具

生产矿山如果仅仅采用喷射混凝土处理采场冒顶、片帮事故时,不必配置专业人员,可借用掘进喷射混凝土队伍。如果用喷射混凝土作为采场支护的主要手段,就必须配置专业工作队,其人员组成见表2-12-9。

喷射混凝土支护专业工作队劳动组织

表 2-12-9

工 种	职 务	人 数
喷 射 混 凝 土	队 长	1
	喷射机司机	1
	喷 射 手	2
	上 料 工	1
搅 拌 及 配 料	搅拌机司机	1
	配料、运料	2
辅 助	电 工	1
	钳 工	1
合 计		10

喷射混凝土机具有喷射机、搅拌机及送料设备。

喷射机是喷射混凝土作业的主要设备。按喷射工艺可分为干式喷射机、半湿式喷射机

和湿式喷射机。国内外混凝土喷射机型号及主要技术性能见本卷附录1。

搅拌机和上料机是喷射混凝土作业的配套设备。用于干喷的混凝土搅拌机可选用JW-200型强制式涡浆搅拌机和安Ⅳ型螺旋搅拌机。用于湿喷的与HLF-5型湿喷机配套设备是HL-2型配料搅拌上料机。上料机有皮带上料机、斗式上料机、小箕斗式上料机等。

12.5 特殊支护法

采场支护还有许多特殊的方法,如水泥注浆法,化学注浆法,沥青注浆法,粘土注浆法,冻结法,电化学法,热力加固法等。

水泥注浆法适用于节理、裂隙十分发育的采场岩层,要求裂隙宽度大于0.15mm。采用水泥注浆法加固采场顶板的技术曾在我国一金矿试验过,这种技术是否可行应继续进行研究。

化学注浆法适用于微裂隙岩层。采用的化学浆液有丙烯氨基化合物,环氧树脂,聚氨基甲酸乙酯等。此法在国外已应用于煤矿支护。苏联应用于微裂隙不稳定岩层表明,在特定条件下,化学注浆比锚杆支护顶板的劳动生产率提高10%,每吨煤成本也略有降低。

12.6 联合支护

对于顶板节理、裂隙比较发育以及地压较大的采场,需要采用二种以上的支护形式,称为联合支护。

采场常用的联合支护形式有锚杆与金属网、喷射混凝土与锚杆、长锚索与锚杆等。

12.6.1 锚杆与金属网联合支护

锚杆与金属网联合支护是采场支护的主要形式之一,在采场顶板岩石十分破碎的情况下采用。锚杆可以增加顶板的整体性和稳定性,金属网则有效地防止顶板碎石的冒落。同时,金属网还把许多锚杆联结在一起,在更大的范围内增加了顶板稳定性。

锚杆类型以摩擦式(管缝锚杆)和树脂锚杆最好。金属网多用铁丝编织而成,网度以50×50mm为好。

矿山实例:新城金矿缓倾斜薄矿体开采

原采用不正规的房柱法,为保护上盘,开采时留一层护顶矿,矿厚2~6m,护顶矿厚度很难控制。矿体顶板比较破碎,暴露面积不允许过大,矿体本身稳定性也较差,故在采场留大量矿柱,矿石损失40%以上。

为减少矿石损失,保障采场作业安全,采用了锚杆与金属网联合支护。选择锚杆类型时,共做了三种锚杆的锚固力试验,结果见表2-12-10。

从试验结果可见,锚固力以管缝式锚杆最大,成本以螺纹钢筋砂浆锚杆最低。从锚固特性来看,管缝式锚杆安装后立即承载,砂浆锚杆安装后不能立即承载,要有1~2天养护时间。考虑到该矿顶板较为破碎,顶板暴露时间不宜长,决定采用管缝式锚杆。实践证明,管缝式锚杆对支护岩层比较破碎的采场是有效的。

金属网用10[#]铁丝编织,网度100×100mm。由于安装锚杆和金属网,每吨矿石直接

三种锚杆试验结果

表 2-12-10

锚杆类型	锚杆规格		锚固力 ($\times 10^4 \text{N}$)	备 注
	直径 (mm)	长度 (mm)		
金属胀壳式锚杆	16	1800	7.8	扭矩15~20kgm 价格7元/根
螺纹钢砂浆锚杆	20	1800	9.8	养护期2天 价格3~4元/根
管缝式锚杆	41~42	680, 860 1690	10.8	价格1690mm长 8~9元/根

成本增加0.75~0.80元,而矿石损失由40%降到20%以下,总的经济效益较好。

对于采场顶板岩石中等稳定时,可以不加金属网而用钢带代替,钢带加工容易,指许多锚杆联成一片。如焦家金矿曾采用胀壳式锚杆加钢带支护顶板,效果也很好。

12.6.2 喷射混凝土与锚杆联合支护—喷锚支护

对于矿岩十分破碎以及地压大的采场,喷锚支护是一种有效的支护方法。

实例: 金川二矿区下向充填法第一个分层的进路支护。

由于受地质构造的控制,矿岩十分不稳定,地压也很大。因此采用下向胶结充填法。在回采第一个分层时,分层巷道及回采进路的掘进必须在矿石直接顶板下进行,如果完全采用木棚子支护,一是木材消耗量大,二是采场地压大,木棚的强度不行。因此设计采用喷射混凝土锚杆金属网支护,局部辅以木棚支护。

锚杆选型: 经过比较,在破碎岩层中打锚杆,以摩擦式和树脂锚杆最有效。摩擦式锚杆安装后立即承压,而且可经受动压考验,其先柔后刚特性也很适合金川的地压特点。树脂锚杆安装后也能很快发挥作用,对破碎岩层支护也很有效,但树脂药包产地远,在运输、贮藏方面都很困难,最后决定选用摩擦式管缝锚杆。

锚杆长1.8~2m,外径35~38mm,锚杆网度1.0×1.0或1.5×1.5m。采用YSP-45或7655凿岩机打锚杆孔。金属网采用直径8~10mm铁丝,网度200×200mm,点焊成网。喷射混凝土厚度50~70mm,先喷后锚,再喷。

金川二矿区采用上述支护后,保障第一个分层的回采顺利进行,为以下各分层回采创造了条件。

12.6.3 长锚索与锚杆联合支护

长锚索与锚杆联合支护是近几年在我国发展起来的护顶技术。采场若采用单一长锚索支护,虽有许多优点,但布置网度较稀。对顶板节理裂隙比较发育的采场,在顶板下作业的工人仍受碎石掉落之害。所以,在长锚索之间还应安装短锚杆,组成长锚索与短锚杆联合支护系统。经几个矿山实践,这种支护形式效果较好。

实例:

(1) 湘西金矿采用长锚索预控顶连续分条尾砂充填采矿法。长锚索预先安装在采准天井顶板内,孔径65mm,孔深6~8m,每隔1.5m按之字形交错布置。选用该矿提升用6股19丝废旧钢丝绳,直径31mm,人工送绳,注浆机为MZ-1型,采用前进式注浆工艺。

锚杆采用金属楔管式锚杆和螺纹钢砂浆锚杆、钢丝绳砂浆锚杆。锚杆长2.2m,孔径40mm,紧跟工作面先安装金属楔管式锚杆,然后再按设计网度加密砂浆锚杆,网度为1×0.8m²,梅花形排列。砂浆

国内外部分矿山采场支护实例

表 2-12-11

矿山名称 采矿方法	开采技术条件	采场支护概述	注
1	2	3	4
车江铜矿 全面采矿法	矿体为砂岩, 似层状, 矿厚1~2m。顶板界限不明显, 中等稳固, 节理裂隙发育。底板为红色细粒砂岩, 组织松软, 稳定性较差	采用人工岩柱和锚杆护顶。人工岩柱布置 9×9 m, 岩柱断面 $3.14 \sim 7\text{m}^2$, 为圆形和正方形。每 m^2 人工岩柱可承担 $10.38 \sim 13.11\text{m}^3$ 顶板面积。人工岩柱采用 100° 水泥砂浆及大块废石砌筑, 工班定额 $0.3 \sim 0.4\text{m}^3$, 工程单位成本 6.7 元/ m^3 。锚杆采用直径为 22mm 金属楔缝式及钢丝绳砂浆锚杆, 间距 $1.5 \times 1.5\text{m}$, 长 $1.8 \sim 2\text{m}$, 金属楔缝式锚杆每套成本 $17 \sim 18$ 元 (包括安装), 钢丝绳砂浆锚杆每根 $1.0 \sim 1.5$ 元, 安装工效 9 根/工班	人工岩柱支撑面积、锚杆直径、长度该矿均采用公式计算或验算, 此处公式从略
莱江铁矿 全面法	莱江铁矿床为内陆湖沼相沉积, 呈似层状、透镜状和扁豆状。矿厚 $0 \sim 5\text{m}$, 平均 1.5m , 中部稳定, 两翼稍差, 上盘较稳定, $f=12 \sim 14$, 下盘中等稳定, $f=6 \sim 9$	采场顶板支护采用留不规则矿柱、废石垛、混凝土预制块垛、木垛等形式。对顶板局部不稳定地段, 采用木立柱和木棚子加固。为减轻砌废石垛工程量, 曾采用锚杆支护。采空区支护系数, 包括不规则矿柱和人工岩柱等, 约占 $8 \sim 15\%$	全面采矿法适用于矿体倾角 $13^\circ \sim 25^\circ$ 地段, 该矿矿体倾角 $25^\circ \sim 35^\circ$ 地段采用房柱法
张家口金矿 房柱采矿法	矿体形态复杂, 倾角 $14^\circ \sim 20^\circ$, 厚度 $0.28 \sim 8.15\text{m}$ 。矿区断层发育, 沿走向平均每 $5 \sim 7\text{m}$ 有一条断层, 矿石 $f=13$ 。矿体顶底板均为含金蚀变岩, 节理发育, 局部破碎, 从中等稳固到极不稳固	采场顶板中等稳固时, 采用局部锚杆及木点柱支护; 采场不稳固时, 采用锚杆金属网支护; 采场极不稳固时加木棚子支护。该矿曾试用过各种类型锚杆, 其中主要为金属胀壳式 (轴岩矿山机械厂制造) 和管缝式锚杆 (长沙钢厂制造)。金属网用8号铁丝编织, 网度 $50 \times 50\text{mm}$, 此外, 还应用过锚杆桁架和水泥注浆加固顶板, 主要问题是, 锚杆安装靠手工操作, 效率低, 使其推广使用受到限制	该矿房柱法为不规则房柱法, 有时又称小进路全面法。采矿方法试验时, 采用锚杆等护顶措施, 矿石回收率 86.7% 贫化率为 15.9% , 坑木消耗 $4.2\text{m}^3/\text{kt}$
锡矿山锡矿 房柱采矿法	矿体呈似层状, 赋存于砂化灰岩中, 矿体分三层, 厚度从上至下依次为 2m 、 $8 \sim 8\text{m}$ 、 $4 \sim 6\text{m}$ 。矿体顶板也依次为页岩, 不稳固; 砂化灰岩或灰页岩, 中等稳固; 页岩中等稳固	采用普通房柱法和杆柱房柱法, 普通房柱法适用于顶板中等稳固的2、3层矿体, 杆柱房柱法适用于顶板不稳定的1层矿体。杆柱房柱法房间矿柱尺寸为 $3 \times 4\text{m}$, 间距 $5 \sim 6\text{m}$, 排距 11m 。矿房中用锚杆支护顶板, 多用楔缝式, 直径 25mm , 长 2.3m , 网度 $0.8 \times 1\text{m}$, 靠近间柱适当加密, 近年来也试用过其它型式的锚杆, 如楔管式锚杆等	锡矿山矿从1962年就开始试验杆柱房柱法, 随后进行推广, 并一直应用至今。对于顶板不稳定采场, 锚杆护顶是有效的方法
良山铁矿 房柱采矿法	试验采场矿体厚 9.65m , 矿石致密, $f=12$, 顶板为二云母石英片岩, $f=12$, 片理发育, 局部有风化现象, 受断层影响比较破碎。底板为绿泥石石英片岩, 较松散 $f=7$, 片理发育。在断层两侧, 矿岩破碎	随着拉顶层推进, 紧接着撬顶, 然后对顶板断裂构造和节理进行素描和分析, 确定或推断顶板不稳定岩层范围、危岩形状、大小和重量, 确定锚杆支护范围。用材料受力极限平衡法和逻辑类比法计算出砂浆锚杆直径为 $16 \sim 18\text{mm}$ 长 $1.6 \sim 1.8\text{m}$, 网度 $(1.2 \sim 1.8) \times (1.5 \sim 2.0)\text{m}$, 靠近断层及风化带处加密, 且留临时矿柱。在采场内被小断层切割的局部不稳固地段用 $\phi 25\text{mm}$, 长 1.8m 楔缝式锚杆加固	为了掌握顶板在回采期间变化情况, 在顶板适当部位布置一些吊线钻孔, 进行位移观测顶板暴露11个月, 用锚杆支护地段保持稳定

续表

矿山名称 采矿方法	开采技术条件	采场支护概述	注
1	2	3	4
柴川铅矿房柱采矿法	矿石结构致密, 稳定性好。局部地段由于构造破坏, 裂隙较发育。现在开采地段是从特大矿体中圈定的 $175 \times 175 \times 20 \text{ m}^3$ 富矿段	回采由上而下进行, 分层高度 2.5 m , 第一分层顶板呈拱形, 为此, 采用似光面爆破。顶板全面采用喷射混凝土支护喷射厚度 50 mm , 其作用是增强顶板整体强度, 防止顶板碎矿石掉下, 便于监视顶板安全状态。采场顶板局部不稳定地段, 用锚喷联合支护, 选用砂浆钢筋锚杆, 直径 $18 \sim 20 \text{ mm}$, 长 2 m , 每根锚杆支护面积 $1 \sim 1.5 \text{ m}^2$	该矿房柱法开采工作面高度大, 回采时提高采场照明等级, 如在采场中设探照灯等
芬兰 Kotalahti 矿 分段空场法	矿体近于直立, 被各种片麻岩和角闪岩包围。围岩主要由橄榄岩和辉闪岩组成, 并被很多纵向横向的角闪岩和蛇纹岩含矿带所破坏, 形成以角闪岩为标志的松散带。镍矿石品位 0.6%	S_1 采场没有用长锚索加固, 原设计高度 40 m , 采到 20 m 高时采场塌落, 矿石大量贫化, 导致停产。矿石总损失 33% , 总贫化 45% 。 S_2 采场采用长锚索加固上下盘。在开采前, 在矿体上下盘开凿三层安装长锚索的专用巷道, 向上下盘打扇形孔, 排间距 6 m , 每根锚索平均锚固 30 m^3 , 锚索直径 30 mm , 钻孔直径 51 mm , 共打锚索 314 根, 总长 7800 m , 平均每根长 25 m 。钻孔从专用巷道一直打到矿体边界为止	S_1 采场亏损 50 万美元, S_2 采场采用长锚索支护后, 盈利 120 万美元。根据开采技术条件, 也可采用分层充填法, 但成本高, 经济效益差。
九华山铜矿浅孔留矿法	安基山矿区铜矿矿体赋存于闪长玢岩与大理岩接触带中, 矿石节理裂隙发育, 闪长玢岩易风化破碎。矿体厚度大于 4 m 地段尤其不稳定	九华山铜矿进行了预控顶全段高锚索加固矿岩浅孔留矿采矿法试验。长锚索共 15 根, 分 2 排: 西边一排下部加固围岩, 上部加固矿体, 东边一排 7 根加固矿体, 采用废旧提升钢丝绳, 直径 25.4 mm , 15 mm , 钻孔直径 50 , 90 mm 两种。钻孔深 $14 \sim 40 \text{ m}$, 网度 $2.5 \times 3 \text{ m}^2$, 采用 $KD-100$ 地质钻机, 注浆器注浆。施工每班 5 人, 每下放一根钢丝绳、运料、拌制、注浆共需 $0.4 \sim 1 \text{ h}$	用长锚索加固矿岩, 不仅改善采矿各项技术经济指标, 也扩大了浅孔留矿法使用范围。我国有的矿山用锚杆加固浅孔留矿法顶板、上下盘围岩
壁式崩落法 龙烟庞家堡铁矿	矿体属沉积岩层状岩层, 中等稳固, 倾角 30° , 厚度 $0.8 \sim 3.5 \text{ m}$, $f = 8 \sim 10$ 。顶板为页岩及砂页岩, 不稳固, 节理裂隙发育, $f = 5 \sim 10$ 。底板为小白石英岩, 稳固, $f = 18$	采场采用支柱和放顶办法, 支柱多用点柱, 阻滞顶板下沉; 放顶可以减小顶板暴露面积, 释放顶板压力。点柱直径 200 mm , 排距 $1.2 \sim 1.6 \text{ m}$, 间距 $0.9 \sim 1.5 \text{ m}$ 。控顶距 $3.2 \sim 6.4 \text{ m}$, 放顶距 $4.8 \sim 6.4 \text{ m}$, 悬顶距 $8.0 \sim 12.8 \text{ m}$, 坑木回收率约 30% 。长壁崩落法在该矿比重逐渐减小, 被不规则的房柱法(该矿称为逆壁法)取代	壁式崩落法采场支护关键是控制好顶板暴露面积, 及时放顶。同时采场结构参数设计要合理
程潮铁矿分段崩落法	矿石为碎块状磁铁矿, $f = 2 \sim 6$, 呈蜂窝状; 有一部分粉状磁铁矿, $f < 2$ 。矿体节理发育, 很不稳定。上盘主要为闪长岩, 较破碎; 下盘主要为花岗岩, 与矿体接触处为砂卡岩, 节理裂隙发育, 稳定性很差	采场支护原用金属棚子加背板, 劳动强度大, 坑木消耗大。现在采用锚喷支护。采用砂浆锚杆, 杆体用 $\phi 20 \sim 22 \text{ mm}$ 螺纹钢, 长 $1.5 \sim 2.5 \text{ m}$, 每排锚杆 $9 \sim 10$ 根, 呈扁形排列, 排距 $0.8 \sim 1.0 \text{ m}$, 钻孔直径 $40 \sim 50 \text{ mm}$, 前倾角 80° , 砂浆灰砂比 $1:1$, 水灰比 $0.4 \sim 0.45$ 。喷射混凝土厚度 $60 \sim 85 \text{ mm}$ 配合比, 水泥:砂子:石子 $=1:3.27:1.14$, 水灰比 0.58 , 每 m^3 喷射混凝土量 $1 \sim 1.2 \text{ m}^3$, 回弹率 $20 \sim 25\%$	采用锚喷支护代替金属棚子支护, 每 m^3 进路支护费用节约 35.43 元, 降低成本 20% , 劳动生产率也相应提高

续表

矿山名称 采矿方法	开采技术条件	采场支护概述	注
1	2	3	4
凡口铅锌矿 机械胶结充填法	金星岭北翼矿体比较稳固, $f > 8$, 狮岭矿体为块状结构, 稳固性较好, $f = 10 \sim 12$ 。靠上下盘矿体局部稳固性较差。上下盘为灰岩, 较稳固, $f = 8 \sim 10$, 局部泥质灰岩稳固性较差	盘区机械胶结充填采用上向分层充填方案, 凿岩、爆破、运搬、支护、充填等作业均在直接顶板下进行, 采场支护很重要。在顶板出现三角节理时, 采用锚杆将危岩锚固。在断层节理发育地段, 采用锚杆与金属网联合支护。锚杆采用 $\phi 25\text{mm}$ 模铸式或 $\phi 38\text{mm}$ 管铸式, 网度 $1.4 \times 1.5\text{m}$, 金属网采用 14 号铁丝编织, 网度 $25 \times 25\text{mm}$	凡口铅锌矿还用管铸式锚杆支护 VCR 采场的围岩洞室, 并与爆破相结合, 取得一定效果
焦家金矿 尾砂胶结充填法	焦家金矿属蚀变岩型矿床, 主要矿体赋存在主断裂带下盘的绢英岩化花岗岩和黄铁绢英岩质碎裂岩内, 因受断裂构造影响, 矿石节理比较发育, 如不支护, 容易冒落。	在水平分层充填法采场内进行了锚杆支护试验, 试验中选用了 3 种锚杆: 模铸式, 胀壳式和树脂锚杆。从锚固力上看, 三种锚杆均能满足设计要求, 但模铸式锚杆直径 25mm , 钢材用量多, 搬运也很重, 决定不用; 树脂锚杆生产厂家远, 药包的运输贮存问题较大, 也不用; 胀壳式锚杆由招远县黄金机修厂生产, 产地近, 长 1.8m , 直径 16mm 的锚杆每套 5.7元 (1981 年), 性能也能满足设计要求, 决定推广使用, 网度 1×1 或 $1.5 \times 1.5\text{m}$	焦家金矿除了用锚杆支护顶板外, 还试验过和正在试验长锚索支护顶板技术
美国 Home stake 金矿 分层充填法	该矿有一部分矿体及顶底盘围岩由于受构造影响而非常破碎, 原采用方框支柱充填法开采该地段	现采用水平分层充填法开采, 在采场安装上向长锚索和短锚杆支护顶板, 长锚索网度一般为 $2.4 \times 2.4\text{m}$ 或 $3 \times 3\text{m}$, 顶板破碎时网度为 $1.8 \times 1.8\text{m}$ 。锚索钻孔直径有 63.5mm 和 57.2mm 两种, 分别安装 2 根直径为 16.9mm 和一根直径为 28.6mm 钢丝绳, 钻孔深度在 18.3m 以内。短锚杆为胀壳式长度为 1.5m 、 2.4m , 网度为 $1.8 \times 1.8\text{m}$, 长锚索安装效率每人班 7.3m , 成本为每米 18.206美元 或每吨矿石 1.37美元	该矿通过长锚索和短锚杆支护顶板后, 将效率低的方框支柱充填法改为效率较高的水平分层充填法, 采矿成本降低了 16%
金川二矿区 VCR 采矿法	VCR 采场位于 2 号矿体西部边缘地带, 采场垂直走向布置于富矿体中。矿体上盘以混合岩为主, 下盘以大理岩为主。矿体内节理较发育, 上盘稳定性较差, 下盘局部受构造影响也不稳定	采用长锚索加固 VCR 采场上盘。在上盘掘进锚索洞室, 用 ROC306 潜孔钻机钻凿 $\phi 168\text{mm}$ 长 $16.5 \sim 22\text{m}$ 的锚索孔 6 个, 每孔内放 2~4 根直径为 21.5mm 钢丝绳, 共分 2 排, 排距 1m , 孔间距 0.8m 。安装时施加预应力: 钢丝绳在孔中定位后, 先进行锚固段注浆, 长度 1.5m , 注浆后 7~10 天, 用两个千斤顶将钢丝绳拉紧并固定后, 进行全孔注浆。平均每根锚索成本为 926.56元 , 每吨矿石成本为 0.138元	自长锚索安装至 VCR 采场充填结束历时 2.5 月, 上盘最大暴露面积 300m^2 , 在锚固范围内未发生片帮冒落事件
澳大利亚 Dolphin 矿 点柱充填法	矿体延伸垂高 300m , 厚度 $5 \sim 50\text{m}$, 矿体赋存于砂卡岩中, 围岩是大理岩和角闪岩。矿体上盘有一条主断层。矿体及围岩节理发育, 属中等稳定	为安全回采位于断层下盘的矿体, 在分段水平开掘巷道穿过矿体及断层, 达到断层上盘, 在上盘及下盘沿脉巷道, 在巷道中打长锚索加固断层和上盘。在采场内也打长锚索加固顶板, 同时还采用管铸式锚杆和胀壳式锚杆加固顶板。长锚索长度为 20m , 网度为 $3.5 \times 3.5\text{m}^2$, 胀壳和管铸式锚杆网度为 $1.2 \times 1.2\text{m}^2$, 长度为 2.4m	该矿还采用高分层点柱充填法和空场法, 但关键是控制断层的暴露时间和面积。采用长锚索加固断层和采场是可靠的

锚杆与楔管式锚杆数量比为3:1。

采用长锚索与锚杆联合支护后,采场安全性得到改善,采场生产能力提高,矿石损失贫化指标降低。

(2) 凤凰山铜矿采用长锚索短锚杆并配合光面爆破技术支持水平分层尾砂充填法采场。长锚索采用直径为15~25mm钢丝绳,孔径60~70mm,孔深8~10m,基本网度为 $4\times 4\text{m}$ 。采用自制的轆式摩擦轮钢丝绳推送机推送钢丝绳,用HB6-3型灰浆泵前进式注浆。

锚杆选用漆管式和管缝式,孔径35mm,孔深2m,锚杆网度 $1.5\times 1.5\text{m}$ 。

采用长锚索与短锚杆联合支护后,采场安全状况得到改善,采矿直接成本虽然提高5.2%,但从采矿生产率提高和贫化损失指标降低中得到补偿。

(3) 铜绿山铜矿采用长锚索和短锚杆联合支护上向水平分层充填法采场顶板,长锚索直径24.5mm,钻孔直径66mm,钻孔深15m,安装一次长锚索可以服务3~4个分层。基本网度为 $4\times 4\text{m}^2$ 及 $3\times 3\text{m}$,局部破碎地段加密至 $2.5\times 2.5\text{m}$ 。采用安在凿岩机上的送索器送绳,用HB6-3型灰浆泵向孔内前进式注浆。

锚杆采用管缝式,直径45~46mm,长1.6~1.8m,钻孔直径42~43mm,用曲打器借助钻机冲击力将锚杆压入孔内。锚杆布置网度为 $0.9\times 0.9\text{m}$ 。

采用这种联合支护后,虽然每吨矿石成本增加了0.64元,但由于采场安全条件改善,点柱条柱尺寸缩小,采矿回收率提高。此外,矿山采用这种方法恢复了一个垮掉的采场,从总体考虑,经济效益是显著的。

国内外部分矿山采场支护见表2-12-11,可供设计参考。

第十三章 充填材料和充填计算

责任编写单位 长沙有色冶金设计研究院

编写人 潘 健

13.1 充 填 材 料

常用充填材料可分为三类,即:惰性材料——在充填过程中和充填体内材料的物理和化学性质基本上不发生变化,是充填材料的主体;胶凝材料——在环境的影响下,材料本身的物理和化学性质发生变化,使充填材料胶凝形成不同力学特性的整体。充填工作中主要的胶凝材料是水泥,由于水泥价格高,为降低充填成本,广泛采用各种地方活性材料;添加材料——大多数是高分子化合物。采用添加材料是为了提高充填工作性质、降低成本。常见的充填材料见表2-13-1。

常 用 充 填 材 料

表 2-13-1

类别	惰 性 材 料	胶 凝 材 料	添 加 材 料
名 称	废石、风砂、河砂、戈壁集料、粘土、重介质尾砂、全粒级尾砂、水淬炉渣、山砂、人造砂、分级尾砂等。	水泥、磨细的炼铁炉渣、磨细的炼钢炉渣、磨细的烧粘土、磨细的石灰石、生石灰、熟石灰、石膏、粉煤灰、磁黄铁矿、硫化矿物等。	絮凝剂、速凝剂、缓凝剂、早强剂、减水剂、加气剂等。

13.1.1 惰 性 充 填 材 料

13.1.1.1 惰性充填材料的化学成分

某些惰性材料的化学成分见表2-13-2。一般而论,充填材料中的 SiO_2 、 Al_2O_3 和 Fe_2O_3 的单盐或所组合的复合矿物,具有化学稳定性。 MgO 或 CaO 的单盐,一般含量较少,但应注意有的矿山尾矿中 MgO 含量较高,影响充填体强度。若惰性材料中还含有少量S、P、C,应注意在充填体发挥作用的有限期内,不应极大地降低充填体的强度和严重危害井下劳动条件和环境。

13.1.1.2 惰性材料的粒级组成

惰性材料的粒级决定于材料来源和为满足输送需要对充填材料所进行的加工。

1. 最大粒径

管道输送时,水砂充填料不大于管径的 $1/4$,胶结充填料不大于 $1/5$;车辆输送时,块石不大于车箱平面最小尺寸的 $1/3$,不大于溜口最小尺寸的 $1/3$ 。

2. 最小粒径

在水力充填中主要由脱水构筑物而定,它影响充填料的利用率、强度、流失量和输送方式,见表2-13-3。

某些情性材料的化学成分 (%)

表 2-13-2

材 料	金川风砂	凡口尾砂	铜官山尾砂	红透山尾砂	锡矿山尾砂	页 岩	砂 岩	石灰岩	花岗岩
SiO ₂	71.70	24.52	39.22	56.00	86.00	58.90	78.64	14.09	70.18
Al ₂ O ₃	11.70	4.59	4.97	4.59	7.33	15.63	4.77	1.75	14.47
Fe ₂ O ₃	2.07	3.57	—	20.11	1.00	4.07	1.08	0.77	1.57
MgO	0.98	2.79	3.82	0.13	1.10	2.47	1.17	4.49	0.68
CaO	3.39	32.01	15.14	1.79	3.20	3.15	5.51	40.60	1.99
CO ₂	—	—	—	—	—	2.67	5.03	36.58	—
Na ₂ O	—	—	—	—	—	1.32	0.45	0.62	3.46
K ₂ O	—	—	—	—	—	3.28	1.32	0.58	4.11
FeO	—	4.97	18.66	—	—	2.48	1.30	—	1.78
S	—	4.97	2.55	4.56	0.5	—	—	—	—

最小粒径和分级界限

表 2-13-3

充填方式	充填材料	输送设备	脱水方式	最小粒度 (mm)	分级界限 (mm)
干式充填采空区	废 石	矿车 汽车	不脱水	0 ^①	按强度要求
干式分层充填	机械搅拌的混凝土	矿车 汽车	不脱水	0	0.05~1
大体积充填中与砂浆混合之块石	破碎块石	皮带 汽车	不脱水	25	25
水砂充填	河 砂	D ₆ 100~150管道	稻草袋	0	0.1
水砂充填	山 砂	φ178管道	筛 筛 筛	1	5
水力充填	尾 砂	D ₆ 63~150 管道	纤维织物	0	0.02~0.03
	尾砂水泥浆				

① 指含微量的最细粒级, 在该分级工艺中难以剔除。

3. 分级界限

情性材料因充填工艺要求而需剔除部分细粒级的工艺称为脱泥。分级脱泥所获得的筛上产品, 当其累计产率达到95%时的粒级称为分级界限 (或 d_s)。例如, 某矿尾砂分级所获得的粗尾砂, 其+0.03mm的粒级达95%, 则称其分级界限为0.03mm。当采用尾砂胶结充填时, 分级界限的要求已不十分严格, 特别在尾砂量不充足时, 可尽量提高砂浆浓度, 降低分级界限。

4. 平均粒径

情性充填材料均为混合粒级。以颗粒均匀度系数 C_u 来表征混合粒级组成的均匀程度。

$$C_u = \frac{d_{80}}{d_{10}} \quad (2-13-1)$$

式中 d_{80} ——60%的充填料能通过筛孔直径, mm;

d_{10} ——10%的充填料能通过筛孔直径, mm。

d_{10} , d_{80} , 以及 d_{50} , d_s 等可从粒级曲线上查出。 C_u 值愈大, 表示充填料中粒级组成愈不均匀, 据认为 $C_u \geq 5$, 充填体密实程度较好。

$$d_p = \sum d_i a_i \quad (2-13-2)$$

式中 d_p ——充填料的平均粒径, mm;

d_i ——第 i 组粒级的粒径, mm,

α_i ——第 i 组粒级的产率, 取小数值。

例 某种惰性材料的筛析结果见表2-13-4, 在半对数坐标纸上绘制粒级曲线图, 见图2-13-1。

某种惰性材料粒级表

表 2-13-4

粒级 (mm)	-0.03	-0.04	-0.074	-0.15	-0.3	-0.6	-1.2	-2.5	-3
d_i (mm)	0.015	0.035	0.069	0.112	0.225	0.45	0.9	1.85	2.75
α_i	0.0333	0.078	0.0882	0.0919	0.2044	0.2246	0.1834	0.0664	0.0318
累计产率	0.0333	0.1113	0.1975	0.2894	0.4938	0.7184	0.9018	0.9682	1

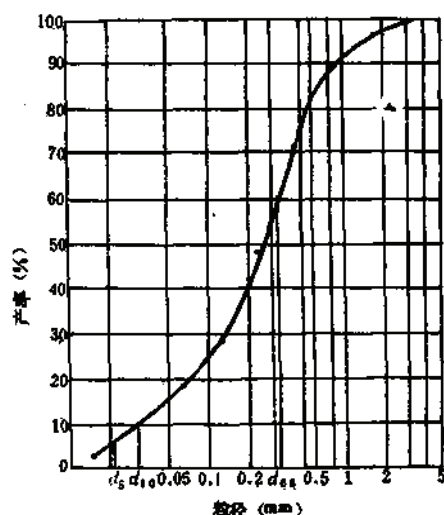


图 2-13-1 粒级曲线图

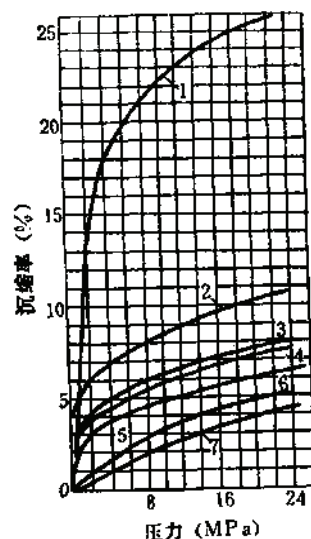


图 2-13-2 松散惰性材料的沉缩曲线

1—100% 矽石; 2—100% 劣质砂; 3—60% 砂, 40% 矽石;
4—70% 砂, 30% 矽石; 5—80% 砂, 20% 矽石; 6—90% 砂,
10% 矽石; 7—100% 优质砂

从图中可查出: $d_5 = 0.02\text{mm}$; $d_{10} = 0.031\text{mm}$; $d_{50} = 0.32\text{mm}$; $d_{90} = 0.9\text{mm}$ 。

平均粒径: $d_p = \sum d_i \alpha_i = 0.541\text{mm}$ 。

13.1.1.3 惰性材料的孔隙率

$$p = \frac{\gamma_s - \gamma_r}{\gamma_s} \quad (2-13-3)$$

式中 p ——惰性材料的孔隙率;

γ_s ——惰性材料的密度, t/m^3 ;

γ_r ——惰性材料的体重, t/m^3 。

孔隙率与粒级组成和颗粒间的排列方式有关。等直径密实圆球呈立方体排列时有最大的孔隙率, $p = 0.4765$; 呈菱面体排列时有最小的孔隙率, $p = 0.2595$ 。混合粒级的密实圆球的孔隙率最小可达到 $p = 0.039$ 。

13.1.1.4 惰性材料的沉降

充填材料由于水浸作用、设备运行和充填体自重以及矿山压力而使固体颗粒重新排列,孔隙率减小而发生体积沉降。沉降后减少的体积与原体积之比称为沉降率。河砂和粗尾砂的水浸沉降率不小于5%。松散惰性材料砂与破碎的碎石(2~15mm)的实验室压缩试验结果见图2-13-2。水浸沉降和设备压缩的体积将在下一循环中被充填,故其数量应计入充填量之内。因矿山压力而发生的充填体压缩,一般发生在采场回采和充填工作结束之后,其数量一般不计入充填量之内。

充填体的沉降与开采深度有关见表2-13-5。

充填体沉降率与开采深度关系

表 2-13-5

开采深度 (m)	35~50	150	250~300	700
沉降率 (%)	1~2	3	5~7	10

在井下大气潮湿条件下,胶结充填体沉降值约为0.5~3mm/m。

13.1.2 胶凝材料

13.1.2.1 水泥

充填用的水泥为普通水泥,密度3000~3150kg/m³,体重为1000~1600kg/m³,在计量设备内(例如叶轮式给料机或螺旋给料机)取松散体重1000kg/m³,计算水泥库的容量时取平均体重1300kg/m³,计算水泥库的载荷时取密实体重1600kg/m³。一般水泥的标号和质量指标见表2-13-6。

水泥贮存时间过长将会降低活性,贮存3个月活性降低8~20%,贮存6个月,活性降低14~29%,贮存一年活性降低18~39%。

用水泥制作的胶结充填料,其强度决定于水泥用量、惰性材料的粒级组成和水灰比。凡口矿粗尾砂的平均粒径 $d_p=0.14\text{mm}$,与325号矿渣水泥所制作的胶结充填砂浆,其7.07×7.07×7.07cm试块的抗压强度见表2-13-7,金川矿-3mm棒磨砂试块强度见表2-13-8。

用-15~+5mm之碎石、-5mm之粗砂和-3mm的棒磨砂加入325号普通硅酸盐水泥,按管道自流输送要求加入水量,制成的细粒混凝土,其试块强度见表2-13-9。

井下充填用的适合电耙输送、浇注机输送和重力自流输送的混凝土见表2-13-9。大量使用水泥的矿山,最好采用散装水泥压气输送入库,减小水泥活性的降低。

13.1.2.2 地方活性材料

为节省胶凝材料费用,广泛采用各种地方活性材料,其特点是在充填料制备站内将其湿磨至水泥的细度(比表面积250~350m²/kg),再直接混入充填料中。也只有磨细至筛上0.09mm产品为5~20%时,其胶凝活性才能表现出来。最常用的地方活性材料为高炉矿渣、炼铜反射炉渣、粉煤灰和熟石灰。地方活性材料的性能用碱性率 M_a 、活性率 M_s 和质量系数 K 来表征。即:

一般水泥的质量指标

表 2-13-6

项 目		硅 酸 盐 水 泥			普通硅酸盐水泥			矿渣水泥, 火山灰水泥, 粉煤灰水泥	
标号和龄期		3 天	7 天	28 天	3 天	7 天	28 天	7 天	28 天
抗压强度 (kg/cm ²)	225	—	—	—	—	130	225	110	225
	275	—	—	—	—	160	275	130	275
	325	—	—	—	120	190	325	150	325
	425	180	270	425	160	250	425	210	425
	525	230	340	525	210	320	525	290	525
	625	290	430	625	270	410	625	—	—
抗折强度 (kg/cm ²)	225	—	—	—	—	28	45	23	45
	275	—	—	—	—	33	50	28	50
	325	—	—	—	25	37	55	33	55
	425	34	46	64	34	46	64	42	64
	525	42	54	72	42	54	72	50	72
	625	50	62	80	50	62	80	—	—
细 度	0.08mm方孔筛筛余不得超过15%								
凝结时间	初凝不得早于45分钟, 终凝不得迟于12小时								
安定性	用沸煮法检验必须合格								
MgO	熟料中MgO含量不得超过5%, 如水泥经压蒸安定性试验合格, 则熟料中MgO含量可达6%								
S ₂ O ₃	矿渣水泥中含量不得超过4%, 其它水泥中含量不得超过3.5%								

注: 1kg/cm²=0.1MPa, 因原标准尚未修正, 故暂用此。

凡口尾砂胶结料之试块强度

表 2-13-7

砂浆重量浓度 C _s	材 料 用 量 (kg/m ³)			抗压强度 (MPa)	
	尾 砂	水 泥	水	28 天	90 天
0.75	1559	311.8	517	4.97	8.83
0.75	1680	280.1	560	4.32	7.26
0.75	1675	209.4	556	2.87	4.22
0.75	1648	164.8	549	2.26	3.41

金川-3mm标准砂水泥砂浆试块强度

表 2-13-8

砂 浆 浓 度		材 料 用 量 (kg/m ³)			砂浆比重	抗压强度 (MPa)		
重量 C _s	容积 C _v	水	水 泥	砂		28 天	60 天	120 天
0.70	0.4623	537.9	179.3	1076	1.793	1.55	2.94	3.89
0.75	0.5249	476.0	203.5	1222	1.900	2.43	3.76	4.27
0.80	0.5957	404.0	231.1	1387	2.022	3.66	5.23	5.69
0.70	0.4633	536.0	139.2	1113	1.789	1.18	1.57	1.57
0.75	0.5262	474.0	158.0	1264	1.896	1.32	2.16	2.26
0.80	0.5988	403.2	179.2	1434	2.016	1.60	2.48	2.89
0.70	0.4640	535.8	113.7	1137	1.789	0.56	0.92	1.22
0.75	0.5268	473.3	129.1	1291	1.893	0.76	1.10	1.37
0.80	0.5975	402.6	146.4	1464	2.023	1.67	2.04	2.37

岩石混凝土的合理配比与强度

表 2-13-9

材 料 用 量 (kg/m ³)					容 重 (t/m ³)	塌落度 (cm)	抗压强度 (MPa)		
水 泥	水	碎 石	粗 砂	拌 砂			3 天	7 天	28 天
250	300	661	794	188	2.204	7.7	1.86	2.67	5.27
250	312.5	648	777	194	2.183	9.7	1.36	2.64	4.96
250	325	635	762	190	2.162	10.3	2.05	3.25	5.53
200	310	618	842	201	2.180	8.2	0.88	1.80	4.34
200	320	608	828	207	2.163	8.6	1.06	2.15	3.78
200	330	598	815	204	2.147	8.8	0.82	1.92	—
180	315	586	870	218	2.169	8.7	0.81	1.69	3.36
180	324	227	858	214	2.154	9.4	0.47	1.33	2.76
180	333	569	845	211	2.139	9.4	0.49	1.22	2.55

充填用混凝土的配合比和强度

表 2-13-10

输送方式	材 料 用 量 (kg/m ³)				28天抗压强度 (MPa)
	水 泥	砂或尾砂	碎 石	水	
电 耙	167	710	1323	200	5.49
	200	800	1197	240	5.10
	250	702	1311	188	11.0
	300	651	1209	240	9.73
浇 注 机	220	880	1100	300~350	7.26~7.85
自流输送	240	540	1280	250~300	2.62~7.89

$$M_0 = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} \quad (2-13-4)$$

$$M_a = \frac{\text{Al}_2\text{O}_3}{\text{SiO}_2} \quad (2-13-5)$$

当MgO含量小于10%时

$$K = \frac{\text{CaO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{TiO}_2} \quad (2-13-6)$$

当MgO含量大于或等于10%时

$$K = \frac{\text{CaO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + 10}{\text{SiO}_2 + \text{TiO}_2 + \text{MgO}} \quad (2-13-7)$$

式中氧化物按百分数计, $M_0 > 1$ 时属碱性, $M_0 \leq 1$ 时属酸性, $M_0 = 0$ 时属中性。

用于胶结充填的地方活性材料应达到: $M_a = 0.17 \sim 0.25$; $M_0 \geq 0.65$; $K > 1.6$ 。对于达不到上述标准的材料, 可加入4~6%的水泥、石膏或石灰作活化剂。已用于工业的地方活性材料的化学成分和性能指标如表2-13-11所示。

金川用第二冶炼厂之粉煤灰筛去+3mm杂物, 加325号普通硅酸盐水泥制成充填砂浆的试块强度见表2-13-12。澳大利亚Mount Isa矿用铜反射炉渣, 磨细至295m²/kg与平均粒径0.103mm之尾砂制成的充填砂浆试块强度见表2-13-13。苏联五一矿利用南乌克兰的高炉矿渣, 湿磨后加入水泥或粉煤灰, 砂浆试件强度见表2-13-14。

地方活性材料的成分和指标

表 2-13-11

类别	产地	化 学 成 分 (%)						M _o	M _o	K
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	S			
矿渣	鞍山	38.9	8.02	46.43	1.96	0.68	0.75	1.023	0.205	1.45
	石景山	37.42	14.49	39.89	8.05	—	0.65	0.915	0.45	1.70
	武汉	34.04	15.02	43.45	5.35	0.68	0.66	0.99	0.44	1.88
	意大利赛德尔	34.60	12.00	43.90	5.50	1.10	2.50	1.06	0.35	1.77
	Outokumpu	32.00	10.00	37.00	8.00	0.50	0.70	1.07	0.31	1.72
	Mount Isa(芬)	35.50	3.60	7.90	1.80	36.00	0.90	0.25	0.10	0.38
粉煤灰	Криворожский(澳)	35.11	10.85	48.75	1.20	0.55	1.96	1.09	0.30	1.73
	金川	38.38	18.57	3.13	0.82	—	—	0.07	0.61	0.61
	堆斯蒙	41.70	28.30	9.10	1.50	5.20	3.00	0.15	0.68	0.93
	Outokumpu	51.00	26.00	3.00	2.00	11.00	—	0.06	0.51	0.61
	五一矿(苏)	49.02	19.82	4.89	1.40	4.99	0.89	0.09	0.40	0.53

金川粉煤灰水泥砂浆试块强度

表 2-13-12

重量浓度 (%)	养护条件		材 料 用 量 (kg/m ³)				抗压强度 (MPa)		
	温 度	湿 度	水 泥	粉煤灰	水	砂	3 天	7 天	28 天
0.77	20±3°	90%	301.7	0	450.6	1206.9	2.55	3.92	6.47
0.77	20±3°	90%	194.6	194.6	442.0	1089.3	1.57	3.14	7.55
0.77	20±3°	90%	160.7	160.7	442.0	1157.0	0.80	2.06	5.98
0.77	20±3°	90%	142.0	142.0	442.0	1192.7	0.67	1.57	4.32
0.77	20±3°	90%	123.1	123.1	441.3	1231.2	0.54	1.18	4.32
0.77	20±3°	90%	108.7	108.7	441.5	1261.0	0.39	0.98	2.65

Mount Isa矿砂浆试块抗压强度

表 2-13-13

胶凝材料加入量 (%)		抗 压 强 度 (MPa)				
水 泥	炼铜矿渣	7 天	14 天	28 天	42 天	56 天
2	0	0.384	0.405	0.507	0.548	0.567
2	4	0.389	0.561	0.630	0.633	0.608
2	6	0.421	0.632	0.676	0.658	0.628
2	8	0.452	0.721	0.782	0.755	0.763
3	0	0.467	0.511	0.589	0.652	0.680
3	6	0.593	0.755	0.909	0.975	0.995
3	9	0.599	0.922	1.050	1.023	1.139
3	12	0.731	1.047	1.058	1.088	1.148
4	0	0.535	0.592	0.629	0.724	0.788
4	8	0.759	1.003	1.352	1.473	1.508
4	10	0.838	1.268	1.511	1.676	1.658
5	0	0.609	0.692	0.761	0.815	0.876

注：侧限压力0.1MPa。

苏联五一矿充填砂浆强度

表 2-13-14

材 料 用 量 (kg/m ³)					塌落度 (cm)	抗 压 强 度 (MPa)			
砂	尾 砂	粉煤灰	矿 渣	水		28 天	60 天	90 天	180 天
1200	—	—	400	400	10	2.74	3.92	5.00	6.87
1100	130	—	400	400	10	2.94	4.03	4.91	6.67
900	500	—	400	410	10	3.04	4.12	4.85	7.06
600	780	—	400	420	10	2.84	4.23	5.20	6.77
300	1170	—	400	450	10	2.75	4.24	5.26	7.26
—	1600	—	400	460	10	3.14	4.32	5.48	7.38
900	—	190	400	420	10	1.37	1.96	2.84	4.41
600	—	360	400	440	10	1.28	1.77	2.75	3.53
300	—	600	400	450	10	1.28	1.77	1.96	3.53
1200	—	—	400	390	8	2.21	—	3.73	5.69

13.1.2.3 磁黄铁矿和黄铁矿

某些金属硫化矿床中,磨细的磁黄铁矿和黄铁矿,由于密度较大在分级脱泥时易进入粗尾砂,使尾砂平均含流量1~2%,甚至高达5%以上。加拿大诺兰达矿业公司和Sullivan矿的经验证明:磁黄铁矿与空气中的氧和水分发生缓慢的氧化反应的生成物,能将惰性材料胶结成稳固的充填体。发生均匀氧化的条件是:

- (1) 惰性材料(炉渣和尾砂)的配比和粒级组成有利于空气流通和水的渗透;
- (2) 磨细的磁黄铁矿的用量为惰性材料的3~10%;
- (3) 水分的含量应达到固体重的15%。

例如: +0.051mm的粗尾砂,按4:1与炉渣混合,加入8%的磨细磁黄铁矿,在空气自然流动的条件下,将水分排干至15%以后34天,其无侧限抗压强度达到1.862MPa。

硫化矿物氧化所生成的 SO_4^{2-} 离子,对水泥和其它胶凝材料又有破坏作用,其浓度达到1500~10000mg/l时,生成硫酸盐晶体($3CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 3CaSO_4 \cdot 31H_2O$)和二水石膏($CaSO_4 \cdot 2H_2O$),体积增加2倍以上,使充填体内产生内应力,最终导致开裂或崩解。国家标准除对水泥中的硫含量有规定外(见表2-13-6),建筑部门对骨料中硫的含量规定为:含硫化物、硫酸盐换算成 SO_4^{2-} 以重量计不超过1%。胶结充填体的服务时间短,对惰性材料中的硫含量可降低要求,但无论是用磁黄铁矿作胶凝剂或用含高硫尾矿作惰性材料,均应经过试验确定其有利和有害的影响。

13.1.2.4 胶凝材料的物理活化方法

胶凝材料要磨到比表面积250~350m²/kg,以利于水化作用,提高砂浆强度。物理活化方法有:胶凝材料的再磨;振动活化法;紊流活化法;电磁法和超声波法等。苏联阿齐赛斯克多金属公司在全尾砂充填工艺中使用的2900r/min的强力搅拌机,属于紊流活化法,它将-0.043mm达35~100%的全尾砂加水泥120kg/m³,制成重量浓度0.8~0.83的触变性砂浆,比用普通法制成的水泥用量200kg/m³的砂浆强度高30~40%。采用一种振幅3mm、频率3500赫的带网孔的槽式振动机,振动活化后的砂浆与相同材料和配比的普通砂浆的强度对比见表2-13-15。从表中可以看出,振动活化法对低水泥的砂浆效果显著。

振动活化法的砂浆强度

表 2-13-15

类 型	水泥用量 (kg/m ³)	抗 压 强 度 (MPa)		
		28 天	60 天	90 天
振动活化 普通砂浆	120	1.18	1.27	1.37
		0.89	0.49	0.59
振动活化 普通砂浆	135	0.98	1.86	1.67
		0.88	1.18	1.19
振动活化 普通砂浆	230	2.55	4.31	5.98
		0.98	2.94	5.20

13.1.3 添 加 材 料

13.1.3.1 絮凝剂

絮凝剂可使水泥在充填体内均匀分布, 提高强度或降低水泥用量, 消除充填体表层的细泥量。常用的絮凝剂为聚丙烯酰胺类高分子化合物, 它的作用与细粒惰性材料的粒级和矿物组成、溶液性质有关。因此应通过试验确定是否需要加入溶液 pH 值 调节剂或助凝剂如氯化铝等, 但它所形成的絮状沉淀物, 重量浓度仅 0.65 左右, 它所结合的水分对充填体的强度有不利影响的一面, 选择合适的絮凝剂, 对综合效果影响很大。

13.1.3.2 减水剂

减水剂为表面活性材料, 均为高分子有机化合物, 多为造纸、制糖、酿酒的废液加工或石油化工产品, 它吸附在胶凝材料和惰性材料的亲水表面上, 增加砂浆的塑性, 可以降低水用量和提高强度。国产减水剂有几十种, 适用于充填用的价廉的减水剂见表 2-13-16。对充填体强度的影响见表 2-13-17。

廉价的减水剂性能表

表 2-13-16

名 称	主 要 成 分	掺量(占水泥的%)	主 要 性 能	制 造 厂
M型	木质素磺酸钙	0.2~0.3	减水、缓凝、节约水泥	吉林开山屯化纤浆厂
MY型	变性木素	0.3~0.5	减水15~20%, 缓凝	广州造纸厂
棉浆	腐植酸	0.3	减水15%, 增强20%	保定造纸厂
天山I型	腐植酸	0.3	减水10%, 节约水泥10%	新疆梧桐化工厂
NNOF型	亚甲基二萘磺酸钠	0.76~1	减 水	大连红卫化工厂
SG型	聚β-甲基萘磺酸钠	—	减水, 早强	首钢焦化厂
QA型	密糖酒精废液	0.2	减水10%, 增强	广西贵县糖厂
ST型	蔗糖化钙	0.2~0.3	减水, 缓凝	浙江瑞安糖厂

13.1.3.3 速凝剂、缓凝剂、早强剂、加气剂

常用的速凝剂为 CaCl_2 、 NaCl 和二水石膏, CaCl_2 的用量一般不超过水量的 3%。常用的缓凝剂为酒石酸、亚硫酸、酒精废液、硼砂和动物胶等, 其用量需经试验确定。一般减水剂均有早强效果。无机早强剂以硫酸钠为主, 并有减少水用量和提高各项物理力学指标之作用。加气剂可使充填料的体积增加, 从而达到在局部地点使充填料接顶。如加入铝粉 $0.3 \sim 0.8 \text{ kg/m}^3$, 可使充填体体积增加 25~35%。

减水剂对充填体强度的影响

表 2-13-17

名 称	材 料 用 量 (kg/m ³)				抗 压 强 度 (MPa)		
	减 水 剂	水	300号水泥	尾 砂	7 天	14 天	28 天
棉 子 皂	6	490	120	1700	1.06	1.3	1.47
胺化棉子树脂 (R-COONH ₄)	0	674	143	1430	0.193	—	0.47
	2	485	120	1700	1.19	1.55	1.78
	4	470	120	1700	1.25	1.62	1.91
	6	450	120	1700	1.52	1.81	2.16
	8	445	120	1700	1.39	1.76	2.18
	10	440	120	1700	1.37	1.65	2.16

13.1.4 水

胶凝材料需要水以实现水化反应。水又是各种添加剂的溶剂或载体。因此水中所含杂质对胶凝材料有影响。弱碱性的矿山工业用水,使水泥尾砂胶结料的强度略有升高,见表2-13-18。

碱性水对砂浆强度的影响

表 2-13-18

类 别	pH值	水泥尾砂比	重量浓度	抗 压 强 度 (MPa)				
				1 天	4 天	14 天	28 天	90 天
碱性矿井水	10.1	1:6	0.68	0.225	1.42	2.22	2.4	—
工业水	7.2			0.137	0.94	1.87	2.04	—
碱性矿井水	10.1	1:20	0.65	—	—	0.225	0.30	0.52
工业水	7.2			—	—	0.21	0.25	0.42

矿井酸性水多来源于硫化矿物的氧化,酸性水中的 SO_4^{2-} 离子侵蚀水泥后而产生难溶的硫酸盐类晶体,发生体积膨胀使充填体破坏。建筑部门规定:用普通水泥制备混凝土,水中之硫酸盐含量以 SO_4^{2-} 计不超过27mg/l, pH 值不小于4。

用海水制作素混凝土是允许的,但含盐总量不得超过5000mg/l,它的早期强度较高,但28天以后的强度要降低,因此要尽量减小水灰比。对于水泥尾砂胶结料与海水接触或被海水渗透均会降低强度。在三山岛金矿的试验中,以海水(或与海水近似的盐水)养护试块,与标准的潮湿条件相比,强度降低11~28%,见表2-13-19。

水可以改善细粒惰性材料的输送性能。在固液混合物的水力输送中,为表达其中固液的比例,常用体积浓度 C_v 、重量浓度 C_g 、体积固液比 G_v 、重量固液比 G_g 表示。设 Q_0 、 Q_m 、 Q 分别为水、砂浆和固体的密实体积流量, m^3/h ; γ_0 、 γ_m 、 γ 分别为水、砂浆和固体的密度,则固液比例之间的换算如表2-13-20所示。

13.1.5 充填体的含水与渗流

在井下潮湿的条件下,水力输送所形成的充填体内存在着分子水、毛细水和重力水。分子水是固体表面所吸附的一层极薄水膜,重力不能使分子水移动,只有蒸发才能消除分

海水养护对强度的影响

表 2-13-19

类 别	抗 压 强 度 (MPa)			
	灰 砂 比 1:8		灰 砂 比 1:20	
	28 天	90 天	28 天	90 天
潮湿养护	1.021	1.405	0.190	0.276
海水养护	0.984	1.142	0.137	0.222
强度下降 (%)	11.46	18.7	27.9	19.6

浓度与密度的换算

表 2-13-20

算 式	$\gamma_s, \gamma_m, \gamma$	C_o	C_g	G_o	G_g
$C_o = \frac{Q}{Q_m}$	$\frac{\gamma_m - \gamma_s}{\gamma - \gamma_s}$	1	$C_g \times \frac{\gamma_m}{\gamma}$	$\frac{G_o}{1 + G_o}$	$\frac{G_g}{\frac{\gamma}{\gamma_s} + G_g}$
$C_g = \frac{Q \gamma}{Q_m \gamma_m}$	$\frac{\gamma_m - \gamma_s}{\gamma - \gamma_s} \times \frac{\gamma}{\gamma_m}$	$C_o \times \frac{\gamma}{\gamma_m}$	1	$\frac{G_o}{\frac{\gamma}{\gamma_s} + G_o}$	$\frac{G_g}{1 + G_g}$
$G_o = \frac{Q}{Q_s}$	$\frac{\gamma_m - \gamma_s}{\gamma - \gamma_m}$	$\frac{C_o}{1 - C_o}$	$\frac{C_g}{\frac{\gamma}{\gamma_m} - C_g}$	1	$G_g \times \frac{\gamma_s}{\gamma}$
$G_g = \frac{Q \gamma}{Q_s \gamma_s}$	$\frac{\gamma_m - \gamma_s}{\gamma - \gamma_m} \times \frac{\gamma}{\gamma_s}$	$\frac{C_o}{\frac{\gamma_m}{\gamma} - C_o}$	$\frac{C_g}{1 - C_g}$	$G_o \times \frac{\gamma}{\gamma_s}$	1

子水。最大分子水持水量按固体重量的百分率计约为：粗砂2%，细砂2.8%，砂壤土4.9%，黄土16%，用于充填的分级粗尾砂3~5%。毛细水仅对细粒充填料有实际意义，它能传递静压力和在重力与毛细力的联合作用下运动。在干燥的尾砂中和饱和的尾砂中毛细管水消失。重力水存在于充填料的孔隙内，在采充循环很紧凑的分层充填法采场，由于凿岩和运矿中除尘洒水，使充填体内孔隙的饱和程度可达90%。充填体内的重力水以渗流形式排出，当供水量超过渗流量时，在充填体表面上泌出一层清水，以溢流的形式排出。充填体的渗流能力决定于水力坡度、材料的渗透阻力和最大毛细管力。充填料的渗透性能用渗透系数来表征，一般通过试验确定。当无实测数据时，可暂按下式计算：

$$K_s = 50 d_{10}^2 / e^{\left(\frac{0.45 - p}{0.14} \right)} \quad (2-13-8)$$

式中 K_s ——渗透系数，m/h；

p ——孔隙率；

d_{10} ——10%的充填料通过的筛孔直径，mm；

e ——自然对数的底， $e = 2.71828$ 。

上式适用于 $p \leq 0.45$ 。一般认为，对于水平分层充填法采场， $K_s \geq 0.08 \sim 0.1 \text{ m/h}$ 。当对采空区进行充填，对脱水时间无要求时，可采用较多的细粒级，但应使 $K_s \geq 0.05 \text{ m/h}$ 。一般充填材料的渗透系数见表2-13-21。

一般充填材料的渗透系数

表 2-13-21

材 料	渗 透 系 数 (cm/h)
砂	25~150
泥质岩	504
灰石	684
卵石 $d=5\text{mm}$	54000
碎石	68400
选厂尾砂	10~25

胶结充填时, 主要脱水方式是充填体初凝前, 在充填体表面泌出水以溢流方式排出, 充填体的渗透性要求已不严格, 而提高砂浆浓度则是一重要因素。

13.1.6 充填体的力学特性

胶结充填体与一般的围岩和矿石相比, 它的弹性模量要低3~4位数。充填体的强度不甚均匀, 现场取样表明, 当28天龄期的试块强度为4MPa时, 充填体内强度介于0.5~25MPa之间, 主要是由于充填作业间断时管道冲洗水的有害影响。但胶结充填体的整体性好, 通常由于采矿方法的工艺与充填体的力学特性不相适应才发生破坏。惰性材料的母岩力学特性见表2-13-22。某些胶结充填料的力学特性见表2-13-23。

惰性材料母岩的力学特性

表 2-13-22

岩 石	抗压强度 (MPa)	抗拉强度 (MPa)	弹性模量 (MPa $\times 10^3$)	泊松比	内摩擦角 (°)	内聚力 (MPa)
花岗岩	98~245	7~25	50~100	0.2~0.3	45~60	15~60
石英岩	150~340	10~30	60~200	0.1~0.25	50~60	20~60
大理岩	100~250	10~30	10~90	0.2~0.35	35~50	15~30
砂 岩	20~200	4~25	10~100	0.2~0.3	15~30	3~20
石灰岩	50~200	5~20	50~100	0.2~0.35	35~50	20~50
白云岩	80~250	15~25	40~80	0.2~0.35	15~30	3~20
页 岩	10~100	2~10	20~76	0.2~0.4	15~30	3~20

某些胶结充填料的力学特性

表 2-13-23

	抗压强度 (MPa)	抗拉强度 (MPa)	弹性模量 (MPa $\times 10^3$)	泊松比	内摩擦角 (°)	内聚力 (MPa)	备 注
尾砂比水泥 30:1	—	0.172	4.1	0.25	30	0.103	侧限压力 0.1MPa
8:1	—	0.345	25.0	0.25	36	0.468	"
8:1 加碎石	—	—	20.0	0.33	40	0.931	"
3%水泥 6%矿渣	0.22	—	28.5	—	35	—	"
水泥6.25%	0.17	—	9.0	—	36	—	"
水泥4.8%	0.14	—	6.0	—	26	—	"
3%水泥 6%矿渣加碎石	0.6	—	28.0	—	35~40	—	"
400kg/m ³ 矿渣	2.5~3.6	—	7~13.8	0.2~0.22	—	—	"

13.2 干式充填

由于井下运输设备的改进和地表环境保护之要求,干式充填的应用日益广泛。

13.2.1 充填量计算

13.2.1.1 矿山年平均充填量

$$Q_n = \frac{Q_K}{\gamma_K} Z \quad (2-13-9)$$

式中 Q_n ——矿山年平均充填量, m^3/a ;
 Q_K ——矿山充填法年产量, t/a ;
 γ_K ——矿石的体重, t/m^3 ;
 Z ——采充比, m^3/m^3 —般取0.8~1。

13.2.1.2 矿山的日平均充填量

$$Q_r = Q_n + T \quad (2-13-10)$$

式中 Q_r ——矿山日平均充填量, m^3/d ;
 T ——矿山年工作日, 天。

13.2.1.3 矿山的日充填能力

$$Q_c = KQ_r \quad (2-13-11)$$

式中 Q_c ——矿山日充填能力, m^3/d ;
 K ——充填作业的不均衡系数, 一般取 $K=2-3$ 。

K 值可按如下原则选取, 简单的充填系统, 对采空区进行连续充填取较小的值; 复杂的充填系统, 进行分层充填时取较大的值。充填料来源充分时取较小的值, 掘进废石作充填料所占比重显著时取较大的值。充填量和充填能力均指井下充填体积。井下掘进的废石仅为充填料之补充和利用, 可取日掘进量的下限。

13.2.2 干式充填系统

在井下运输干式充填料, 可以使用矿车、汽车、铲运机、电耙、抛掷充填车、胶带输送机等。在考虑干式充填料的运输设备和运输系统时应注意到, 采用相同种类和型号的设备运输矿石、废石和补充充填料的可能性; 回采、掘进和充填作业在空间上的分布关系; 出矿量、掘进量和充填量在24小时内的分布和峰值; 重要路段和交叉点的通过能力; 对提升和井下动力系统的影响等。

在按公式(2-13-11)之 Q_c 确定运输设备时, 由于已考虑了充填作业的不均衡性, 可以取消或减少设备的备用量。

干式充填系统设计的关键是充填料的转运和储存, 即废石溜井的数量、位置和容量。它与矿山的开拓、采准、采场位置、运输设备和充填量等因素有关。充填系统应尽量利用已有井巷。我国较成功的干式充填系统是将充填料采掘场建在充填井的上方, 以简化地表的采掘运输设备。711矿在4个废石溜井口上方建小的充填料采石场, 井下用采空区储料, 储存量达3.5万 m^3 。自流充填量可占25~30%, 如图2-13-3所示。

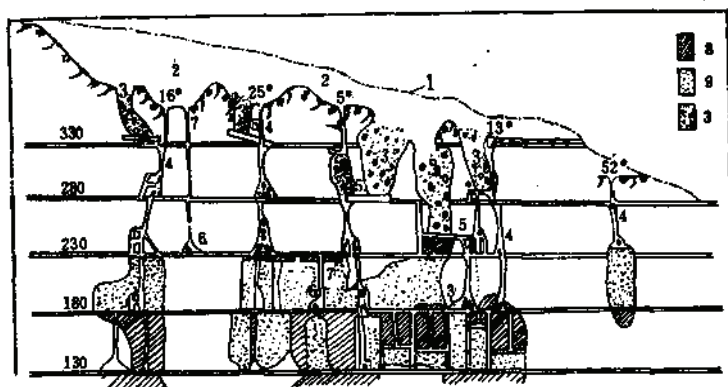


图 2-13-3 711矿充填系统纵投影示意图

1—原地表线；2—采石场；3—充填料储仓；4—充填井；5—搬运充填料；6—混凝土搅拌站；7—河砂源井；8—残柱及未采矿体；9—已充填区

13.3 水砂充填

水砂充填的特点是用管道水力输送比较粗的松散充填料。常用的充填料有山砂和河砂两大类。山砂为破碎的岩石，粒径 -60mm ，河砂为 -5mm 。水砂充填系统一般由砂的制备、砂仓、注砂室、充填管道、工作面脱水、沉淀和排泥、供水系统，仪表监控系统、信号系统等组成，如图2-13-4所示。

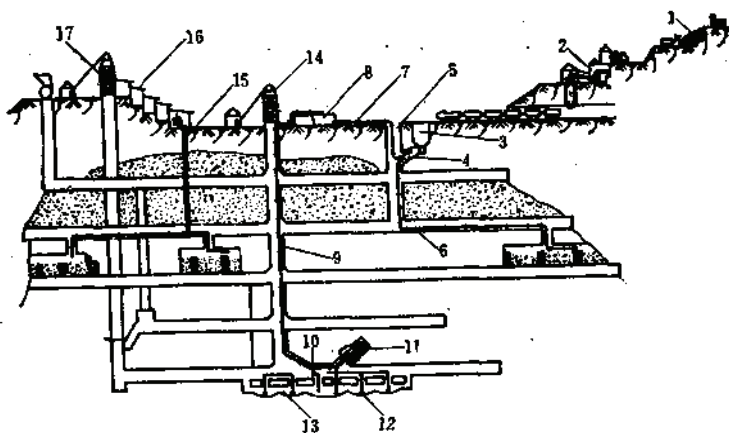


图 2-13-4 某矿水砂充填系统示意图

1—采石场；2—充填料破碎站；3—砂仓；4—注砂室；5—充填井；6—充填管；7—供水管；8—储水池；9—排水管；10—水泵房；11—密闭泥仓；12—压气排泥罐；13—中央沉淀池；14—副井；15—充填钻孔；16—选厂；17—主井

13.3.1 水砂充填的适用条件及优缺点

主要适用于非胶结充填回采工艺的矿山，如缓倾斜壁式充填连续回采的矿山、一步骤回采的分层充填法、两步骤回采时第二步骤采场的充填以及处理采空区的事后充填等。

优点：充填料来源广泛，除山砂和河砂外，粒级符合要求的各种废料均可使用；充填能力大，当用 $\phi 180\text{mm}$ 注砂管时，每小时可充填 100m^3 以上；充填体还具有防火、隔热、密闭、限制围岩移动等作用。

缺点：在厚大矿体开采中，水砂充填所形成的松散充填体不能保证矿柱有效回采；管道输送的水砂充填料耗水量较大，按采场充填体积计算的水砂体积比为 $1.2\sim 1.4$ ；增加供排水费用和排水沟断面，专用的充填排水巷的坡度要达到 7% ，才能使泥砂自流入沉淀池。

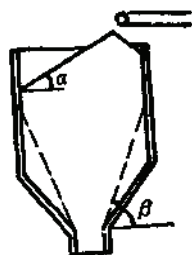


图 2-13-5 料仓内有效容积

13.3.2 砂仓和注砂室

13.3.2.1 砂仓

砂仓的平面形状有圆形和矩形，依容量、运输设备和出砂口数目而定。金属矿山当充填量不大时，建议用直径 10m 的圆形砂仓，有效容积约 600m^3 ，如图2-13-6所示。可用汽车、矿车或胶带输送机向其运料。砂仓的有效容积可按图2-13-5的原理进行计算。材料的堆积角 α 和塌落角 β 值参见表2-13-24。砂仓有效容积一般应大于日平均充填量 Q 的 1.5 倍。

13.3.2.2 注砂室

注砂室上接砂仓，下接充填管道，起调节砂水量使砂水均匀混合，以及剔除不合格大块等作用。注砂室的基本形式有两种：混合沟式见图2-13-6；给料机式见图2-13-7。混合沟式注砂室不耗动力，无运转部件，能有效地调节和控制砂水量，应优先采用。

充填材料的堆积角和塌落角

表 2-13-24

材料类型	装卸方式	α	β	备 注
山 砂	干式 水力	$38^\circ\sim 40^\circ$ —	$55^\circ\sim 60^\circ$ $25^\circ\sim 30^\circ$	出料用水管冲刷
含泥多的山砂	干式 水力	$38^\circ\sim 40^\circ$ —	$60^\circ\sim 70^\circ$ $25^\circ\sim 30^\circ$	出料用水枪冲刷
河 砂	干式 水力	$38^\circ\sim 40^\circ$ $25^\circ\sim 30^\circ$	$55^\circ\sim 60^\circ$ $20^\circ\sim 25^\circ$	出料用水枪冲刷
粉 砂	干式 水力	$35^\circ\sim 38^\circ$ $15^\circ\sim 20^\circ$	$55^\circ\sim 75^\circ$ $10^\circ\sim 15^\circ$	混凝土底板水枪冲刷
含泥多的粉砂，粗尾砂	干式 水力	$40^\circ\sim 45^\circ$ $7^\circ\sim 10^\circ$	$70^\circ\sim 80^\circ$ $15^\circ\sim 20^\circ$	水力流态化放砂
水 泥	干式 风力	$35^\circ\sim 38^\circ$ $3^\circ\sim 5^\circ$	$55^\circ\sim 75^\circ$ $5^\circ\sim 10^\circ$	风力流态化

13.3.3 水砂充填管道

13.3.3.1 充填管壁厚的计算

$$\delta = \frac{PD}{2[\sigma]} + K \quad (2-13-12)$$

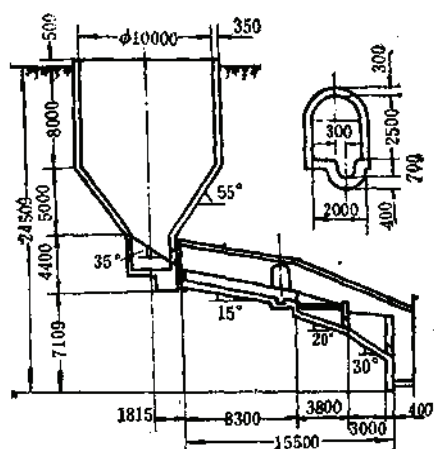


图 2-13-6 圆形砂仓和混合沟式注砂室

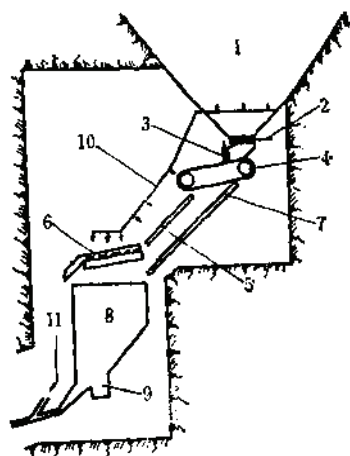


图 2-13-7 给料机式注砂室

1—砂仓；2—水平闸板；3—垂直闸板；4—带式给料机；
5—条筛；6—振动筛；7—底板；8—混合箱；9—沉铁窝；
10—水管及喷嘴；11—冲洗水管

式中 δ ——管壁厚度，mm；

P ——管道所受的最大压强，MPa，水砂充填料由于磨蚀性大，多采用耐磨的含铬铸铁管或含锰铸铁管，在充填管路的布置上，应使 $P \leq 3\text{MPa}$ ，尾砂充填多用钢管，可使 $P = 5 \sim 6\text{MPa}$ ；

D ——管道内径，mm；

$[\sigma]$ ——管材的抗拉许用应力，MPa，铸铁管取 $20 \sim 40\text{MPa}$ ，焊接钢管取 $60 \sim 80\text{MPa}$ ，无缝钢管取 $80 \sim 100\text{MPa}$ ；

K ——磨损腐蚀量，钢管取 $2 \sim 3\text{mm}$ ，含铬或含锰铸铁管取 $5 \sim 7\text{mm}$ ，普通铸铁管 $7 \sim 10\text{mm}$ 。

13.3.3.2 水砂充填管道

水砂充填的主干管采用的耐磨铸铁管见表2-13-25。充填工作面使用的轻便管一般为壁厚 $4 \sim 5\text{mm}$ 的直缝焊接钢管，管长 2m ，管道内径与主干管相同，一般在矿山制作。钢管耐磨性参见表2-13-26。

13.3.3.3 水砂充填管件

由于充填管件是一种易耗件，其法兰的尺寸与联接件的数量比国家标准低一级。各类水力充填所用的管件均相似，水砂充填的常用管件如下：

1. 短管

又名三尺管，大多用铸铁制成，其内径、壁厚、接口方式与主干管相同，见图2-13-8。它安装于管道转弯或三通管下端的直管之前，以防砂浆对直管一端的严重磨蚀。它也用于组合成一定曲率半径的弯管段和拼成给定长度的直管。

2. 弯管

铸造的弯管有 10° 、 15° 和 30° 三种，与短管和偏口组合成弯管段。由于弯管内壁的外半侧将受到强烈的磨蚀，故设计时将外侧壁加厚，一般为内侧壁的 $1.5 \sim 2$ 倍。充填管的曲率半

水砂充填主干管

表 2-13-25

矿山名称	充填材料	内 径 (mm)	壁 厚 (mm)	管 长 (m)	包括法兰 盘平均重 (kg/m)	材 质	工作压力 (MPa)	敷设地点	管道寿命 (万m ³)
新汶煤矿	河砂,	178	20	2.5	100	灰口铸铁	1.5~2	斜 井	20
	-5mm	152	20	2.5	80	灰口铸铁	1.5~2	斜井平巷	—
	体重2.6	152	20	2	80	白口铸铁	1.5~2	平 巷	—
		168	10	3.5	39	无缝钢管	—	采 场	30
抚顺煤矿	油母页岩,	178	20	2.4	105	加铬铸铁	3	斜井、平巷	50
	-60mm 体重1.7	178	15	3.5	71.4	锰 钢	5	竖 井	40
札赉诺尔 煤 矿	细砂,	159	20	2.5	85	灰口铸铁	—	竖 井	—
	-5mm	159	6	3.5	32.7	无缝钢管	—	斜 井	10
	体重2.47	150	5	5	20	焊接钢管	—	平 巷	12.9
凡口铅锌矿	废石, -60mm	178	20	2.4	105	加铬铸铁	3	竖井, 平巷	—
辽源煤矿	山砂,	178	20	2.4	105	加铬铸铁	3	竖井, 平巷	7~15
	-60mm 体重2.5	178	15	3.5	71.4	锰 钢	5	斜 井	8
阜新煤矿	山砂,	178	20	2.4	105	加铬铸铁	3	竖井, 平巷	20~25
	-60mm 体重2.4	178	15	3.5	71.4	锰 钢	5	斜 井	10
湘潭锰矿	山砂,	144	20	2.4	83	含锰铸铁	—	竖井	—
	-40mm 页岩	144	16	2.4	50	含锰铸铁	—	平巷	—

钢管耐 磨 性

表 2-13-26

管径 d , (mm) 壁厚 δ (mm)	充 填 材 料	管 道 倾 角 (°)	管道完全磨损前通过充填 料数量 (m ³)
$d=75\sim100$ $\delta=10\sim12$	粒 状 炉 渣	0	4.0万~6.0万
$d=50$	尾 矿	0	10.0万
$d=75$	尾 矿	0	15.0万
$d=125\sim175$	尾 矿	0	<70.0万
$d=125$ $\delta=12$	炉渣, 破碎岩石	0	17.0万
$d=150$ $\delta=8$	破碎岩石(半分砂岩)块度6~ 50mm	0	10.0万
		0~30	10.0万
		30~45	8.5万
		45~70	10.0万
玄武岩内衬管	同 上	0	20.0万

径不可太小, 水砂充填管一般为700~1500mm, 尾砂充填管为500~1000mm。如图2-13-9。

3. 三通管

三通管有30°和45°两种, 见图2-13-10。

4. 平口

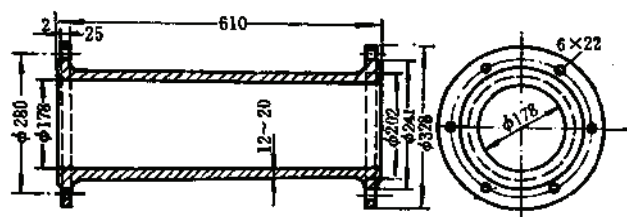
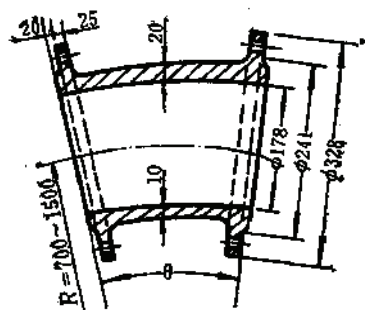
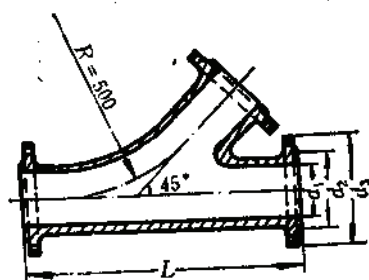


图 2-13-8 内径178mm的短管

图 2-13-9 $\phi 178$ mm弯管图 2-13-10 $R=500$ 的铸铁三通管

制造材料为高碳钢，两端内径不等，装于弯管与短管之间，以减少砂浆对短管的磨蚀，平口的壁厚磨蚀掉6mm，即应更换，见图2-13-11。

5. 偏口

用高碳钢制成，用以调整管道的小角度转向。偏口的夹角有3°、6°、8°三种。安装方法与平口相似，轻便管使用的偏口用木制成，还可重复使用。见图2-13-12。

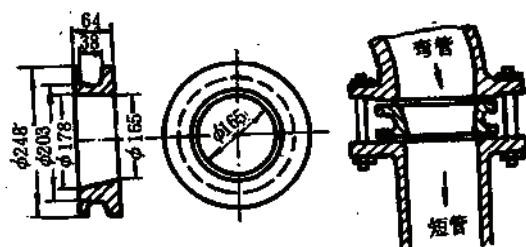


图 2-13-11 平口及其安装位置

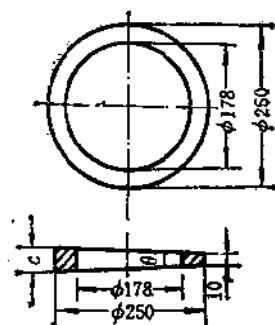


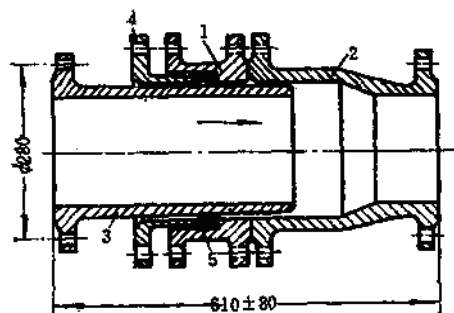
图 2-13-12 偏口

6. 伸缩管

当竖井中的管道经三通管通往水平巷道时，在三通管与短管之间可安装伸缩管。除用于补偿温度变形外，还用以更换闸板与检修管道时之拆装，见图2-13-13。

7. 闸板

闸板为开、闭式各一件，装于三通管之下方，用以改变砂浆流向。闸板用厚5mm的钢板制成，见图2-13-14。

图 2-13-13 $\phi 178\text{mm}$ 伸缩管

1—中间法兰, 2—套管, 3—端法兰, 4—压圈, 5—橡胶环

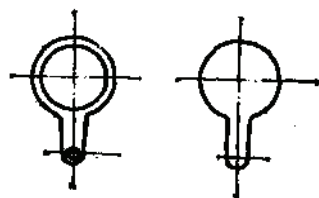


图 2-13-14 开式和闭式闸板

13.3.3.4 水砂充填管道管件的组合

根据上述各种管件的功能和用途, 充填管道在竖井内及马头门处的组成如图2-13-15。

13.3.4 水砂充填系统计算

13.3.4.1 充填倍线

利用重力进行自流输送的充填系统, 常用充填倍线的概念, 它是管道总长度 L 与管道入口与出口间高差 H 之比, 以表征系统输送条件。

$$N = \frac{L}{H} \quad (2-13-13)$$

式中 N ——充填倍线。

由于充填管道随充填采场的位置而延伸或转移, 故矿山的充填倍线并非一个定值。但用充填倍线可以估计一套充填系统的服务范围。根据我国水砂充填的经验, 对于 -60mm 的山砂, $N=8$ 是可能的, $N<5$ 是很可靠的; 对于 -5mm 的河砂或细砂, $N=12$ 是可能的, $N<8$ 是可靠的。

如果由试验或计算, 已知砂浆的水力坡度, 则可求出该系统能满足的砂浆输送管路总长度和充填倍线。即:

$$K_3 H \gamma_m = K_4 L i \quad (2-13-14)$$

即:

$$N = \frac{K_3 \gamma_m}{K_4 i} \quad (2-13-15)$$

式中 K_3 ——垂直管段的满管系数, $0.8 \sim 1$;

γ_m ——砂浆的密度;

K_4 ——管路的局部阻力系数, 根据管路复杂情况为 $1.05 \sim 1.2$;

i ——砂浆的水力坡度, 10^4Pa/m 。

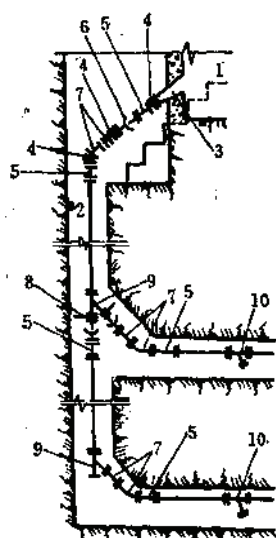


图 2-13-15 竖井中充填管路组合示意图

1—注砂室, 2— $\phi 178$ 注砂管, 3—喇叭管;
4—偏口, 5—短管, 6—伸缩管, 7—弯管;
8—闸板, 9—三通管, 10—安全阀

如果水平段 L_1 的长度大大小于计算值 L ,则在同样浓度下砂浆流速可提高,因此整个系统能力约大致按 $\sqrt{L:L_1}$ 比例增加。

13.3.4.2 砂浆的流动速度

两相流出现滑动床流态有一小的流速范围,其中最大的流速称临界流速 v_c , m/s,除通过实验观察外,可近似地用下式计算:

$$v_c = 0.55K\sqrt{d_{max}(\gamma-1)} \quad (2-13-16)$$

式中 K ——系数, 1.2~2, 一般取1.8;

d_{max} ——固体颗粒的最大尺寸, cm;

γ ——固体物料的体重。

在重力自流输送不耗动力的前提下,实际输送速度为临界流速的1.2~2倍。在生产实践中,当砂浆柱不变时,砂浆的流速还随充填倍线而变化,当倍线增大,则流速减小(但不应低于临界流速的1.2倍);充填倍线小,则流速增大(但受充填系统供水和供砂能力的限制)。为满足最大倍线要求的流速称设计最小流速 V_{min} ,在最小倍线下充填系统发挥最大供料量的流速称为设计最大流速 V_{max} 。设计最佳流速 V_{opt} 是指在该流速的相应倍线下,能充填绝大多数采场;而且供水量小、供料量大、流速较低、管道磨损小。一般认为:对于-60mm山砂, $V_{min} \geq 4.0$ m/s, $V_{max} \leq 7$ m/s,对于-5mm的河砂, $V_{min} \geq 2.5$ m/s, $V_{max} \leq 4$ m/s。

13.3.4.3 水力坡度

-60mm山砂水力输送的水力坡度可用以下两公式计算,再按经验选一适合之值。

1. 于长兴公式

$$i = \sqrt{\gamma_m} i_0 + \frac{0.7\sqrt{gD}(\gamma_m-1)}{\varphi\gamma_m} \quad (2-13-17)$$

$$i_0 = \lambda \frac{v^2}{2gD} \quad (2-13-18)$$

$$\lambda = \frac{K_a}{\left(2lg \frac{D}{0.00024} + 1.74\right)^2} \quad (2-13-19)$$

式中 i_0 ——相同管径和流速下清水的水力坡度, $\times 10^4$ Pa/m;

λ ——清水摩擦阻力系数;

g ——重力加速度, 9.81 m/s²;

D ——管道内径, m;

v ——砂浆的流速, m/s;

φ ——固体体重校正系数, $\varphi = 0.6\sqrt{\frac{1.65}{\gamma-1}}$;

K_a ——管道联接质量系数,对于 $\phi 178$ mm以上管道, $K_a = 1 \sim 1.05$;对于 $\phi 100$ mm以下管道, $K_a = 1.2 \sim 1.357$ 。

2. 张国权公式

$$\dot{s} = \dot{s}_0 + \frac{\gamma_m - 1}{\gamma_m} \left(\frac{\omega}{V} + \frac{f}{1 + f \frac{\lambda_y}{\lambda_x}} \right) \quad (2-13-20)$$

式中 ω ——固体颗粒的沉降速度, m/s, 见表2-13-27,

$$\text{对于山砂: } \omega = 0.551 \sqrt{(\gamma - 1) d_p} \quad (2-13-21)$$

d_p ——固体颗粒的平均粒径, cm;

f ——颗粒与管壁间的摩擦系数, 对于山砂, $f = 0.3$;

λ_x, λ_y ——分别为正面推力系数和上举力系数, 对于 $V \geq 4\text{m/s}$ 以上的水砂充填,

$$\frac{\lambda_y}{\lambda_x} = 0.25。$$

水中固体颗粒沉降速度

表 2-13-27

充 填 材 料	粒 度 (mm)	沉降速度 (m/s)
粘 土	0.005~0	—
淤 泥	0.05~0.005	0.00147~0.0000148
细 砂	0.25~0.05	0.294~0.00147
中 砂	1.0~0.25	0.1084~0.0294
粗 砂	2.5~1.0	0.2135~0.1084
细砾石	5.0~2.5	0.7~0.2135
中砾石	10.0~5.0	0.425~0.7
大砾石	15.0~10.0	0.52~0.425
细卵石	25.0~15.0	0.672~0.52
中卵石	40.0~25.0	1.09~0.672
大卵石	75.0~40.0	1.49~1.09

3. 新汶公式

-5mm河砂的水力充填可用新汶公式进行计算, 即:

$$\dot{s} = \dot{s}_0 + \frac{C}{x} \quad (2-13-22)$$

式中 C ——经验系数, 对于水平管段

$$C = \frac{0.72 \sqrt{gD}}{V} - 0.06 \quad (2-13-23)$$

x ——密实体积水砂比

$$x = \frac{1}{G_v} = \frac{\gamma - \gamma_m}{\gamma_m - 1} \quad (2-13-24)$$

管路系统中的局部阻力可按等效长度选取见表2-13-28。

13.3.4.4 实例

某铝土矿床为两层相邻约15m的缓倾斜薄矿体。矿石体重2.55, 矿体倾角25°~30°, 矿体厚1.5~3.5m, 走向长约800m。矿山设计生产规模为660000t/a。采矿方法为留不规则矿柱的全面法, 用水砂充填进行采空区处理以利于相邻矿层的回采。充填工作年工作330天, 每日工作2班。充填砂仓和注浆室拟建于矿床中央底盘内, 第一充填阶段距地表约106m, 如图2-13-16所示。

为实现第一阶段最远采场之充填,应加大水量,减少砂量,采用较低的流速,试取水砂体积比(按采场充填体积计算) $X_s = 5$,流速 $V = 4\text{m/s}$ 。对于靠近充填井的采场,为发挥效益,应加大砂量,减少水量、加大流速,试取水砂体积比 $X_s = 1.5$, $v = 7\text{m/s}$ 为最大充填能力,则水砂充填操作范围计算如表2-13-29所示。

水砂充填的操作范围

表 2-13-29

操作条件	充 填 阶 段					
	1		2		3	
	最远采场	最大能力	最远采场	最大能力	最远采场	最大能力
实际倍线 N	7.2	3.25	5.82	3.25	5	3.25
计算倍线 N_j	7.22	3.25	6	3.25	5.13	3.25
水砂体积比 X_s	6	1.5	2.5	1.5	1.5	1.5
流速 V (m/s)	4	7	4	7	4.5	7
重量浓度 C_g	0.211	0.516	0.39	0.516	0.516	0.516
砂浆密度 γ_m	1.153	1.481	1.325	1.481	1.481	1.481
清水水力坡度 i_s	0.0834	0.265	0.0834	0.255	0.106	0.255
砂浆水力坡度 i	0.152	0.39	0.21	0.39	0.275	0.39
砂浆流量 Q (m ³ /h)	358	627	358	627	403	627
水流量 Q_s (m ³ /h)	328	449	289	449	289	449
干砂流量 Q_g (t/h)	87	479	185	479	308	479
充填能力 q_0 (m ³ /h)	53	294	113	294	189	294
流失泥量 q_n (t/h)	1.74	9.6	3.7	9.6	6.2	9.6
平均充填小时 (h/d)	14.8	2.7	6.9	2.7	4.1	2.7
服务范围 L_{max} (m)	380	63	380	101	380	148
采场比率 C_{max} (%)	100	16.6	100	26.5	100	38.9

注:砂浆水力坡度系根据张国权公式计算, $\times 10^4 \text{Pa/m}$ 。

13.3.4.5 水砂充填的最优流态

由于充填采场的位置随开采进度而不断移动,故设计的充填系统一般仅根据理论计算提供一个操作范围,或推荐一种最经常的操作状态,以便确定设计的物料流量和检验生产能力。在矿山生产过程中,应根据实测数据检验设计的计算值,并按最佳流态进行操作。流速是表征两相流流态的主要参数。而确定最优流速 v_{opt} 又与充填能力 q_0 ,水砂比 X_s 和水力坡度 i 等因素有关。水砂充填的最优流态可表达为满足下列限制条件时 i 最小。

(1) 流速应大于临界流速 v_c ,并小于 7m/s ;

(2) 水砂比 $X_s = 1 \sim 4$;

(3) 小时充填能力应为系统额定供料能力 q_0 的 $(0.6 \sim 1)$ 倍。

(4) 充填时间当一班工作时不少于5小时,三班工作时不大于18小时。

(5) 充填倍线 N 应在给定的能充填绝大多数采场的基本倍线 N_0 的 $(0.8 \sim 1.2)$ 倍范围内。

由于管径 D 不是连续变量,当需要选择管径时可在首先满足 $D \geq 3d_{max}$ 的条件下,从小到大试取几种管径 $D_1, \dots, D_n$ 。

例 根据上述表2-13-29可以看出,在已确定两班作业条件下,按最大能力($X_s = 1.5$, $v = 7\text{m/s}$)组织生产不是最优的,因为它的物料流量太大以致平均充填时间仅2.7h/d,从而增加了供料和辅助设备

的能力, 加大了管道磨损。可以推荐第三阶段最远采场的充填状态为最经常的操作状态和充填系统的额定供料能力。即: $N_0 = 5.13$; $v = 4.5 \text{ m/s}$; $X_s = 1.5$; $q_s = 189 \text{ m}^3/\text{h}$ 。按两班作业每日充填12小时计, 则系统的充填能力为 $189 \times 12 = 2268 \text{ m}^3/\text{d}$, 为日平均充填量的2.89倍 ($2268 \div 784 = 2.89$)。若按二倍平均充填量计算的工作小时数为8.3小时 ($2 \times 784 \div 189 = 8.3$)。故系统的供料能力(参考表2-13-29)为:

日平均供砂能力: $784 \times 1.6 \times 1.02 = 1279 \text{ t/d}$;

日最大供砂能力: $2 \times 784 \times 1.6 \times 1.02 = 2558 \text{ t/d}$;

供水能力(冲洗管道): $\frac{\pi}{4} \times 0.178^2 \times 4 = 358 \text{ m}^3/\text{h}$;

日用水量: $289 \times 8.3 + 0.5 \times 358 = 2578 \text{ m}^3/\text{h}$;

最大流失泥量: $8.3 \times 6.2 = 51 \text{ t/d}$

按 $N_0 = 5.13$ 组织充填作业, 在此倍线下第一中段的服务范围 $L_{\max} = (106 - 27.5) \times 5.13 = (157 + 35) = 211 \text{ m}$; 能充填的采场比率 $C_{\max} = 211 \div 380 \times 100\% = 55.5\%$ 。同理, 第二阶段: $L_{\max} = 305 \text{ m}$, $C_{\max} = 80\%$, 第三阶段及以下的采场均可按此状态组织充填作业。

13.4 尾砂水力充填和尾砂胶结充填

尾砂的特点是粒径小, 设计尾砂水力充填的原理和方法, 适用于其他细粒固体物料, 例如-3mm人造砂、粉砂、粉煤灰等。

13.4.1 尾砂的水力旋流器分级

全尾砂中的细粒级若不能在采场内截留, 必然会随充填水流入巷道和水仓。此种细尾砂与其由井下排泥系统处理, 不如在地面对全尾砂分级, 仅将粗尾砂用于充填。

尾砂分级中的旋流器一般直径为20~50cm, 多内衬橡胶或辉绿岩铸石构件。分级压力一般为0.07~0.15MPa。当旋流器锥角为20°, 进料口压力为0.1MPa时之分级粒径见表2-13-30。

水力旋流器的分级粒径

表 2-13-30

旋流器直径 (cm)	20	25	30	35	50
生产能力 (m^3/h)	5~8	7.5~14	13~18	17~25	25~50
溢流最大粒径 (μm)	27~124	32~124	37~150	44~180	52~240
进料管直径 (cm)	2.5~10	5~10	7.5~15	7.5~15	15~20

尾砂用旋流器脱泥有一段分级和两段分级。一段分级多用于尾砂粒级较粗、且分级的粗尾砂大于充填量的情况下。两段分级用于尾砂较细, 又要尽量利用尾砂作充填料的情况下。两段分级除使用设备较多外, 还要增加水量。一段沉砂的浓度为0.6~0.8, 在给入两段砂泵前要加水稀释到合理的给料浓度。国内各矿的尾砂分级见表2-13-31。

设尾砂用水力旋流器分级的粗尾砂产率为R, 对于一段分级:

$$R = \alpha_c \varepsilon_c \quad (2-13-25)$$

若对一段沉砂进行二次分级, 二段溢流与一段溢流合并后送入尾砂坝, 则:

尾砂分级表

表 2-13-31

矿 山 名 称	尾砂类型	产 出 率 (%)			分级段数
		+200目	+400目	-400目	
		+0.074mm	+0.037mm	-0.037mm	
凡 口	全尾砂	63.38	82.05	17.95	一 段
	粗尾砂	73.31	91.07	8.93	
铜 录 山	全尾砂	24.79	59.30	40.70	一 段
	粗尾砂	40.90	91.08	8.94	
红 透 山	全尾砂	60.94	74.97	25.03	一 段
	粗尾砂	77.04	100.00	0	
凤 凰 山	全尾砂	44.29	59.62	43.38	二 段
	粗尾砂	73.72	95.69	4.31	
黄 砂 坪	全尾砂	35.15	70.10	29.90	一 段
	粗尾砂	50.65	93.80	6.20	
招 远	全尾砂	44.02	62.30	38.70	一 段
	粗尾砂	57.70	84.50	15.50	
德 矿 山	全尾砂	53.88	63.88	36.12	一 段
	粗尾砂	69.60	81.45	18.55	

$$R = \alpha_c e_{c1} e_{c2} \quad (2-13-26)$$

溢流中细粒级回收率 e_x 和沉砂中粗粒级回收率 e_c 可由下式求得:

$$e_x = \frac{(\alpha_x - C_x)\beta_x}{(\beta_x - C_x)\alpha_x} \quad (2-13-27)$$

$$e_c = \frac{(\beta_c - \alpha_c)C_c}{(\beta_c - C_c)\alpha_c} \quad (2-13-28)$$

式中 α_x, α_c ——给料中的细粒级和粗粒级的含量, 取小数值;

β_x, β_c ——溢流中的细粒级和粗粒级的含量, 取小数值;

C_x, C_c ——沉砂中的细粒级和粗粒级的含量, 取小数值;

e_{c1}, e_{c2} ——两段分级时第一段和第二段的粗粒级回收率。

设粗尾砂的产量系数为 K 。因粗尾砂中还含有一部分分级界限以下的细粒级, 若取分级界限为 d_s , 即粗尾砂中含有细粒级5%, 则可近似地认为: $K \approx 1.05R$ (2-13-29)

或取: $K = R + C_c$ (2-13-30)

设矿山年粗尾砂产量为 Q_{cs} (m^3/a), 则:

$$Q_{cs} = \frac{Q_k \eta_c K}{\gamma_w K_s K_d} \quad (2-13-31)$$

式中 Q_k ——矿山年产量, t/a ;

η_c ——全尾砂产出率, 取小数值;

γ_w ——每 m^3 充填体中粗尾砂的重量, t/m^3 ;

K_g ——尾砂的井下流失系数, $K_g=1.02$;

K_d ——尾砂的地面流失系数, $K_d=1.01\sim 1.03$ 。

例: 某铅锌矿年产量为45万t, 全尾砂产出率为58%, 尾砂采用一段分级, 分级按0.043mm进行, 分级效果见表2-13-32。每 m^3 充填体中粗尾砂含量为 $1.7t/m^3$, 地下流失系数取1.02, 地面流失系数取1.03。根据表2-13-32, 可得出 $\alpha_s=0.299$, $\alpha_c=0.701$, $\beta_s=0.8752$, $\beta_c=0.1248$, $C_s=0.062$, $C_c=0.938$ 。

尾砂分级效果表

表 2-13-32

粒径 (mm)	全 尾 砂		沉 砂		溢 流	
	产 率 (%)	累 计 (%)	产 率 (%)	累 计 (%)	产 率 (%)	累 计 (%)
+0.21	3.19	3.19	4.77	4.77	0.13	0.13
0.21~0.149	8.66	11.85	12.89	17.66	0.11	0.24
0.149~0.074	23.30	35.15	32.99	50.65	0.29	0.53
0.074~0.043	34.95	70.10	43.15	93.80	11.95	12.48
-0.043	29.90	100.00	6.20	100.00	87.52	100.00

根据上述有关公式可求得: $\varepsilon_s=0.853$, $\varepsilon_c=0.947$, $R=0.664$, $K=0.708$ 。

则矿山可用于充填的粗尾砂量为: $Q_{cu}=103500m^3/a$ 。

13.4.2 尾砂水力充填的砂仓和充填管道

为了调节选厂供砂和充填作业一般需设尾砂地面堆场或砂仓储砂, 只有当尾砂量超过充填所需数量时, 才可不设砂仓, 而直接由选厂供砂进行充填。

13.4.2.1 卧式砂仓

1. 电耙出料的卧式砂仓

一种简单的电耙出料卧式砂仓如图2-13-17所示。粗尾砂在平底砂仓中脱水, 用电耙耙入输送螺旋, 进入搅拌桶。水泥储存于水泥库内, 用给料机计量后制浆在搅拌桶内混合, 经钻孔送入井下。这种砂仓结构简、施工容易、基建投资小。但生产能力低约为 $30m^3/h$, 计量的配比控制也不甚理想。

电耙出料的卧式砂仓设计要点:

(1) 电耙的耙运长度一般不大于50m, 斜坡的坡度在 20° 以下。

(2) 砂仓内和斜坡底板的耙斗运行线上应埋设钢轨, 以减少摩擦力和底板磨损。

(3) 砂仓除远端溢流脱水外, 在两侧应考虑过滤脱水构筑物。

(4) 脱水后的尾砂易于板结, 应采用大功率电耙绞车 (例如55kW级), 和 轻型箱

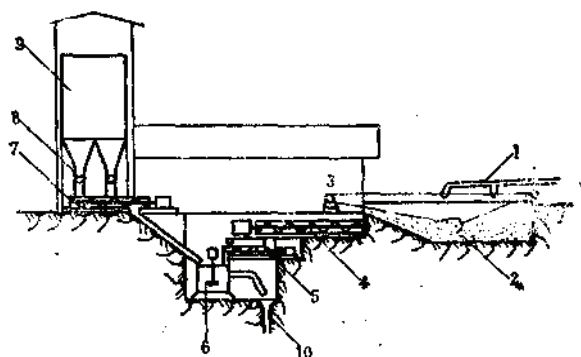


图 2-13-17 电耙出料的卧式砂仓

1—尾砂管道; 2—电耙; 3—绞车; 4—输送螺旋; 5—计量螺旋;
6—搅拌桶; 7—制浆螺旋; 8—给料机; 9—水泥库; 10—钻孔

式耙斗。

(5) 在配置尾砂输送螺旋时, 其动力端应位于使螺旋在“拉伸”状态下工作。

2. 抓斗出料的卧式砂仓

金川二矿区西部充填系统的抓斗和皮带出料的卧式砂仓如图2-13-24所示。它的设备较多, 投资较高, 但可制备高浓度的结构流砂浆, 计量和控制设施也相当完善。

13.4.2.2 立式砂仓

立式砂仓由圆柱形筒体和半球底(或锥形底)组成。在底部装有4~5个放砂口。尾砂用管道从顶部送入, 沉淀成饱和砂浆。半球底内装有松动喷嘴, 通入高压水或压缩空气, 可将沉淀的尾砂松动。放砂口周围装有造浆喷嘴, 通入高压水或压缩空气, 可将沉淀的尾砂松动。放砂口周围装有造浆喷嘴, 通入适量高压水使沉淀的尾砂流态化。凡口矿立式砂仓如图2-13-18所示。一个砂仓的储砂量为1000m³, 能放出浓度 $C_s=0.79$ 的砂浆, 充填能力50m³/h。

立式砂仓设计要点:

(1) 砂仓应中心装料, 四周均匀溢流排水, 砂仓之直径在选定的送砂流量下, 应保证粗粒级不致随溢流水带走。

(2) 砂仓的圆柱段高度应大于直径的2倍。

(3) 仓底放砂口的数量和操作顺序, 以及半球底或锥形底内的松动喷嘴的位置和数量应保证仓内砂面均匀下降。

(4) 造浆喷嘴的位置和数量应保证较大的放砂浓度和在稳定的放砂浓度前提下提高砂仓的有效容积。

(5) 底部主砂管的坡度不得小于12°。

(6) 在计量装置前应采用盘管或上升管以保证砂浆满管和匀速流动。

一般立式砂仓应设置两个, 即一个工作, 另一个储存, 砂仓容积最好能满足分层充填时一次最大充填量。

13.4.2.3 充填管道

尾砂充填由于粒径小, 流速低, 应采用价格低、来源广泛的水、煤气焊缝钢管(YB234-63), 常用型号如表2-13-33所示。

只有在压力很高的条件下方采用厚壁无缝钢管。

管, 管长3~6m。亦可采用耐磨YB231-70型低合金无缝钢管。

充填工作面最好采用塑料软管。常州增强塑料厂生产的塑料软管如表2-13-34。塑料软管的悬吊应采用吊环, 可用凿岩机的废风绳内穿钢丝制成。

13.4.2.4 充填管件

钢管多用法兰连接, 临时管线可使用快速接头。法兰螺栓的数量一般不超过6个。管

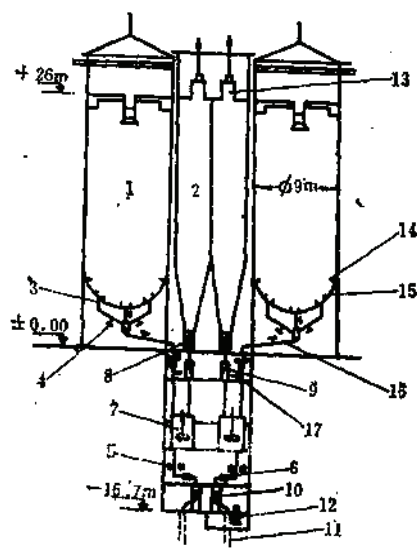


图 2-13-18 凡口矿立式砂仓示意图

1—1000m³砂仓; 2—450t水泥仓; 3—放砂口; 4—电动夹管阀; 5—γ射线密度计; 6—电磁流量计; 7—φ2m搅拌桶; 8—双管螺旋喂料机; 9—冲击式流量计; 10—漏斗; 11—充填钻孔; 12—排污泵; 13—袋式收尘器; 14—松动喷嘴; 15—造浆喷嘴; 16—主砂管; 17—盘管

水、煤气焊通钢管

表 2-13-33

壁 厚 (mm)	3.75	4	4.5	4.75	5	5.5	
公称直径 (mm)	外径 (mm)	单 位 长 度 重 量 (kg/m)					
70	75.5	6.64	—	7.88	—	—	—
80	88.5	—	8.34	—	9.81	—	—
100	114	—	10.85	—	—	13.44	—
125	140	—	—	15.04	—	—	18.24
150	165	—	—	17.81	—	—	21.63

矿用塑料软管

表 2-13-34

外 径 (mm)	壁 厚 (mm)	近似重量 (kg/m)	每根长度 (m)	工作压力 (MPa)	试验压力 (MPa)
75	7.5	1.436	30~50	≤1.0	1.5
88	9	2.055	30~50	≤1.0	1.5
110	10	2.889	6	≤1.2	1.8

件的制作原则同水砂充填管件。短管和三通用同一型号的管件制作，弯管多用铸铁制作。由于尾砂充填管装拆容易，不需伸缩管和平口。为了便于连接，短管、三通管的一端应采用活动法兰。

常州增强塑料厂为所生产的塑料软管配套生产了由玻璃纤维增强的酚醛树脂法兰。可直接订购带法兰的软管，或向该厂订购软管翻边机，由矿山自行制作所需长度的软管并接装法兰。

13.4.2.5 充填钻孔

尾砂充填系统中垂直段，特别是自地表至充填阶段应尽量使用充填钻孔以简化系统，缩短管道长度，减少维修工作。钻孔应有套管护壁。关键性的钻孔除套管外在钻孔中还有充填管。稳固岩层中的钻孔可作管道使用。为便于在井下寻找，钻孔的垂直度误差要求为30'。钻孔和管道联接以及套管的固定见图2-13-19至2-13-22。

13.4.3 物 料 流 量

13.4.3.1 干料流量

为满足充填能力 q_c (m^3/h) 之干料流量 G (t/h) 为：

$$G = q_c K_g \gamma_g \quad (2-13-32)$$

式中 K_g ——充填料的井下流失系数， $K_g = 1.02$ ；

γ_g ——充填体的干料重量， t/m^3 。

当尾砂胶结充填料在采场取样测定 γ_g 时，应注意它与充填体的体重 γ_c 和充填体的固体重 γ_{gu} 之间的不同概念和数值关系，即：

$$\gamma_g = \gamma_w + C_o \quad (2-13-33)$$

$$\gamma_{gu} = \gamma_g + 0.2C_o \quad (2-13-34)$$

$$\gamma_c = \gamma_{gu} + SP \quad (2-13-35)$$

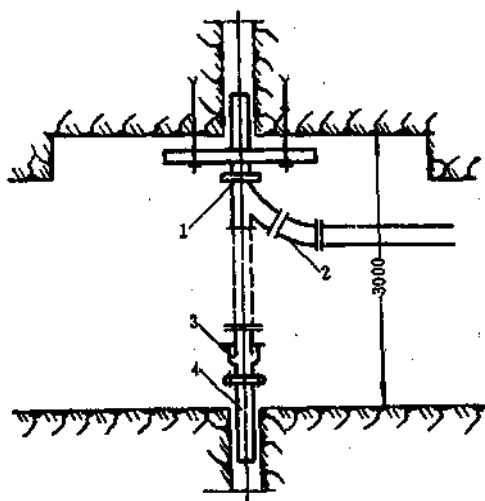


图 2-13-19 钻孔与充填管刚性联接

1—孔底管；2—弯管；3—伸管；4—孔口管

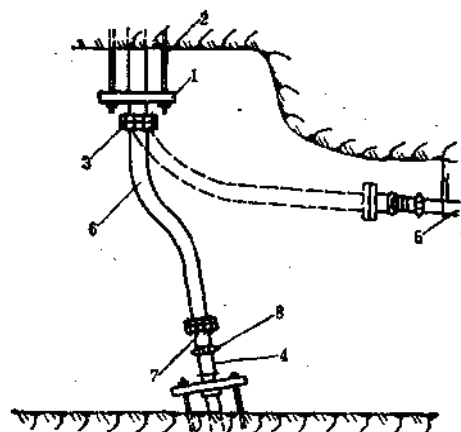


图 2-13-20 钻孔与充填管柔性联接

1—夹板；2—锚杆；3—孔底管；4—孔口管；5—充填管；6—高压软管；7—软管法兰；8—快速接头

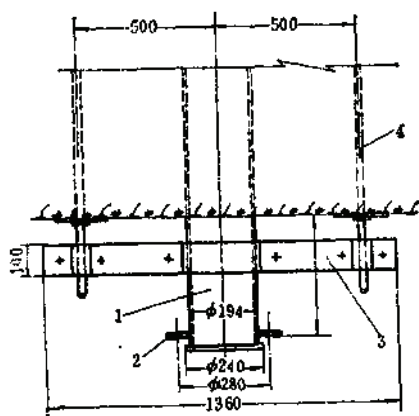


图 2-13-21 套管用锚杆固定

1—套管；2—活动法兰；3—100×10扁钢制作的夹板；4—φ25mm锚杆

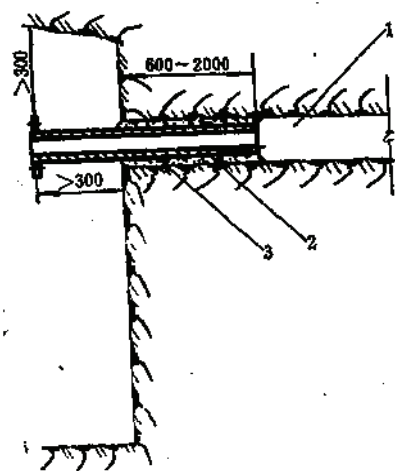


图 2-13-22 水平钻孔与孔口管

1—钻孔；2—孔口管；3—水泥砂浆

式中 γ_w ——每 m^3 充填体中的尾砂用量， t/m^3 ； C_w ——每 m^3 充填体的水泥用量， t/m^3 ， $0.2C_w$ 为水泥水化的最大水用量；S——充填体内水的饱和系数，即充填体孔隙内所含水的体积与孔隙体积之比，在尾砂充填或低标号尾砂胶结充填的采场中，当出矿作业时，S可高达0.95，潮湿的小试样， $S=0.3$ ；P——充填体的孔隙率， $P = \frac{\gamma - \gamma_{fs}}{\gamma}$ ，充填体的孔隙率与尾砂的粒级组成，水泥用

量、充填体被压缩情况等因素有关。尾砂水泥胶结充填体取样烘干至恒重的

充填体的孔隙率

表 2-13-35

水泥用量 (kg/m³)		骨 料	平均密度 γ_s	固 体 重 γ_{su}	干 料 重 γ_s	孔 隙 率 p
砂 浆	充填体					
300	315	粗尾砂	3.33	2.15	2.087	0.354
	340	人造砂	2.72	1.91	1.847	0.298
	328	粉煤灰	2.02	1.4	1.334	0.307
250	268	粗尾砂	3.33	2.17	2.116	0.348
	283	人造砂	2.7	1.87	1.813	0.307
	293	粉煤灰	1.97	1.45	1.391	0.264
200	215	粗尾砂	3.35	2.17	2.127	0.352
	235	人造砂	2.68	1.91	1.863	0.287
	230	粉煤灰	1.92	1.37	1.327	0.286
150	160	粗尾砂	3.37	2.14	2.108	0.365
	176	人造砂	2.7	1.88	1.845	0.304
	181	粉煤灰	1.87	1.38	1.344	0.262
0	0	粗尾砂	3.457	2.05	2.05	0.407
	0	人造砂	2.621	1.54	1.54	0.412
	0	粉煤灰	1.7	0.82	0.82	0.518

孔隙率见表2-13-35。

13.4.3.2 水流量

水力充填中所用之水，一般在不同地点加入，故应计算不同地点的水量和总水量。以立式砂仓为例。尾砂在砂仓内沉淀，砂面上有溢出之清水时，沉淀之尾砂呈饱和充水状态，其饱和浓度为 C_B 。造浆喷嘴加入高压水使其流态化，其用水量为 W_1 (m³/h)，使之达到放砂浓度 C_f 。在搅拌桶内加入干水泥粉，同时加入水量 W_2 (m³/h)，使之达到输送浓度 C_s 。充填开始及结束时冲洗管道，用水量为 W_3 (m³/h) 遂有：

$$C_B = \frac{\gamma_{su}}{\gamma_{su} + p_s} \quad (2-13-36)$$

$$G = G_w + C \quad (2-13-37)$$

$$W_1 = \left(\frac{1 - C_f}{C_f} - \frac{1 - C_B}{C_B} \right) G_w \quad (2-13-38)$$

$$W_2 = \left(\frac{1 - C_s}{C_s} \right) G - \left(\frac{1 - C_f}{C_f} \right) G_w + 0.2C \quad (2-13-39)$$

$$W_3 = Q_m \quad (2-13-40)$$

式中 γ_{su} ——砂仓内尾砂的体重，t/m³；

p_s ——砂仓内尾砂的孔隙率；

G_w ——尾砂流量，t/h；

C ——水泥流量，t/h；

G ——干料流量，t/h；

Q_m ——砂浆流量，m³/h。

由于洗管用水 W_3 大于 $W_1 + W_2$ ，虽然用水时间短（每次约0.25小时），但外部供水管

道应按 W_3 选择管径。

设造浆喷嘴所需高压水之压强为 P (MPa) ,

$$\text{则: } P \geq 1.5(\gamma_m + p_s)h + 102 \quad (2-13-41)$$

式中 h ——砂仓顶部最高砂面至最低造浆喷嘴之高差, m。

一立式砂仓某次测定的放砂浓度见表2-13-36。根据现场观测, 只要操作顺序合理, 砂面在半球体以上时, 可以连续稳定地放出砂浆的体积浓度为 $C_v = 0.45$ 以上。

立式砂仓放砂浓度

表 2-13-36

物 料 名 称		粗 尾 砂	人 造 砂	粉 煤 灰
密 度 γ		3.457	2.621	1.7
平均粒径 d_p (mm)		0.113	0.351	0.316
干 砂	孔 隙 率 p	0.4345	0.4544	0.5753
	体 重 γ_s	1.955	1.430	0.722
砂仓湿砂	孔 隙 率 p_s	0.407	0.412	0.518
	体 重 γ_{sm}	2.05	1.540	0.820
饱和浓度	重 量 C_B	0.834	0.789	0.813
	体 积 C_{Bv}	0.593	0.588	0.482
	砂浆比重 γ_m	2.457	1.952	1.338
放砂浓度	重 量 C_g	0.765	0.683	0.590
	体 积 C_x	0.49	0.451	0.460
	砂浆密度 γ_m	2.203	1.731	1.322

13.4.4 两相流非均质砂浆的水力坡度

尾砂水力充填料或尾砂水泥胶结充填料的管道输送属于非均质悬浮体。其特点是输送浓度低于临界流态浓度, 且砂浆输送仍受惯性影响, 充填料输送到工作面后要将多余的水脱出。两相流非均质悬浮体水力坡度的计算可用金川公式或陕西水利所公式, 再参考实际经验乘以安全系数1.1~1.2。

13.4.4.1 金川公式

$$i = i_0 \left\{ 1 + 108 C_v^{1.08} \left[\frac{g D (\gamma_s - 1)}{v^2 \sqrt{C_s}} \right]^{1.12} \right\} \quad (2-13-42)$$

式中 i ——砂浆的水力坡度, $\times 10^4 \text{ Pa/m}$;

i_0 ——清水的水力坡度, $\times 10^4 \text{ Pa/m}$, 按公式(2-13-26)和(2-13-27)计算;

C_v ——砂浆的体积浓度, 取小数值;

γ_s ——干料的平均比重;

C_x ——沉降阻力系数;

$$C_x = 1308 \frac{(\gamma_s - 1) d_p}{\omega^2} \quad (2-13-43)$$

d_p ——固体颗粒的平均粒径, cm;

$$\omega = k \Sigma \omega_i \sigma_i \quad (2-13-44)$$

ω_i, ω_i ——颗粒的平均沉降速度和第 i 级颗粒的沉降速度, cm/s;

α_i ——对 i 级粒径的产率, 取小数值;

k ——颗粒形状系数, 对于尾砂和人造砂, $k=0.8$ 。

ω_i 用下列公式计算,

令 $A = \sqrt[3]{0.0001 + (\gamma_i - 1)}$, d_i 为 i 级的粒径, cm;

当 $d_i < 0.3A$

$$\omega_i = 5450d_i^2(\gamma_i - 1) \quad (2-13-45)$$

当 $0.3A \leq d_i < A$

$$\omega_i = 123.04d_i^{1.1}(\gamma_i - 1)^{0.7} \quad (2-13-46)$$

当 $A \leq d_i < 4.5A$

$$\omega_i = 102.71d_i(\gamma_i - 1)^{0.7} \quad (2-13-47)$$

当 $d_i \geq 4.5A$

$$\omega_i = 51.1\sqrt{d_i(\gamma_i - 1)} \quad (2-13-48)$$

13.4.4.2 陕西水利科学研究所公式

$$i = 0.0196 \frac{V^2 \gamma_m}{2gD} (\gamma_i - 1)^{\frac{1}{2}} \quad (2-13-49)$$

式中符号均同前。

13.4.5 两相流尾砂胶结充填系统实例

某铅锌矿矿体长约1000m, 矿体厚8~10m, 矿体倾角60°~80°。第一阶段距地表约210m。矿石体重3.5, 废石体重2.7, 掘进废石之孔隙率为0.4。尾砂体重2.7, 其产出率及粒级组成已如表2-13-32所列。中段高度50m, 用房式采矿法回采后用尾砂和废石充填。矿块长80m, 第一步靠回来的矿房, 用废石和尾砂胶结料充填, 使用425号普通水泥, 体重3.1, 平均粒径0.0035cm, 水泥用量100kg/m³。第二步靠回采矿柱, 下部10m高一段用水泥量200kg/m³的胶结料充填, 上部用尾砂充填, 矿房矿柱的宽度均为30m。矿山生产规模为45万t/a。

13.4.5.1 充填能力计算

(1) 矿山年平均充填量, 根据公式 (2-13-9),

$$Q_n = ZQ_K/\gamma_K \quad Q_n = \frac{450000}{3.5} \times 1 = 128571 \text{ m}^3/\text{a}.$$

(2) 矿山日平均充填量, 根据公式 (2-13-10),

$$Q_r = Q_n/T = 128571/306 = 420 \text{ m}^3/\text{d}.$$

(3) 矿山日充填能力, 由于系事后充填, 取不均衡系数 $K=2$, 根据公式 (2-13-11), $Q_c = K, Q_r = 2 \times 420 = 840 \text{ m}^3/\text{d}.$

13.4.5.2 矿山用作充填的废石量

根据有关资料: $C_b = 300$ 标准m/万t, $K_1 = 0.15$, $\eta = 0.9$, $\beta = 0.7$, 得可用作充填的废石量为:
 $Q_f = 48291 \text{ m}^3/\text{a}.$

由于采用尾砂与废石混合充填, 尾砂将进入废石之孔隙中, 故废石能取代尾砂的实际充填量为:

$$Q'_f = (1-p)Q_f = (1-0.4) \times 48291 = 28975 \text{ m}^3/\text{a}.$$

根据13.4.1例中之计算, 矿山的粗尾砂重为103464m³/a。矿山拥有充填材料数量为132,439m³大于所需之充填量。废石全部充入采场, 则尾砂充填量为99596m³/a, 故尾砂量能满足充填要求。尾砂充填比率 R_w 为0.775, 废石平均充填量为158m³/d, 充填能力取316m³/d或512t/d。按此能力设计废石运输的

系统及设备,并考虑用废石溜井或空采场作储仓以调剂废石量的不平衡。

13.4.5.3 尾砂胶结充填系统

尾砂充填能力: $Q_c = R_c$, $Q_c = 0.775 \times 840 = 651 \text{ m}^3/\text{d}$ 。参考表2-13-36,取充填管径为 $D_c = 100 \text{ mm}$, 充填能力 $q_c \approx 50 \text{ m}^3/\text{h}$, 则: 充填工作小时为13小时, 每天两班工作。

采用立式砂仓充填系统(图2-13-18), 由于生产能力仅 $651 \text{ m}^3/\text{d}$, 两班充填, 故只需建一套搅拌系统, 设450t水泥库一个, 砂仓两个。每个砂仓直径9m, 高26m, 半球底距地面高4.5m。砂仓的有效装料高度(不计半球体和上部装料段3m)为 $26 - 4.5 - 4.5 - 3 = 14 \text{ m}$ 。砂仓放出稳定浓度的有效容积为: $14 \times 9^2 \times \pi / 4 = 890 \text{ m}^3$ 。

搅拌及计量设施深入地表下约17m, 用钻孔3个(1个工作, 一个备用, 1个用作信号电缆孔)与第一充填阶段连结, 钻孔深 $H = 210 - 17 = 193 \text{ m}$, 钻孔距矿体约230m。稳定的放砂浓度可达 $C_s = 0.45$, 故取充填砂浆的输送浓度为 $C_s = 0.68$ 。尾砂水力充填时, 砂浆密度 γ_m 为 1.75 t/m^3 。

第一阶段充填管最大压强 P (MPa) 为:

$$P = H\gamma_m / 102 = 193 \times 1.75 / 102 = 3.3 \text{ MPa}$$

设充填管的壁厚为 $\delta \text{ mm}$, 根据公式(2-13-12)求得 $\delta = 4.4 \text{ mm}$ 。选用水、煤气焊缝钢管 $\phi 114 \times 5$, 内径 $D = 104$, 13.44 kg/m , 考虑法兰盘和联接件, 取 15 kg/m 。钻孔2个, 石门铺管230m, 阶段铺管1000m。由于是事后充填, 采场内不需铺管, 仅在上部天井口采用 110×10 塑料软管, 每次充填采场一个, 由于采场相距较远, 准备塑料软管4根, 每根长20m。阶段内充填管备用量20%。管件暂按充填管重的10%计。则充填管道、管件数量为(不包括钻孔内及立式砂仓系统用材): $\phi 114 \times 5$, $L = 2 \times 193 + 1.2 \times (230 + 1000) = 1862 \text{ m}$, 重量为 $G = 1862 \times 15 = 27930 \text{ kg}$ 。 $\phi 114$ 管件重2793kg。 $\phi 110 \times 10$ 塑料软管(一端法兰), $L = 4 \times 20 = 80 \text{ m}$,

最大充填倍线: $N_{\max} = \frac{193 + 230 + 500}{193} = 4.78$

13.4.5.4 物料流量

1. 干料流量

除废石用于充填外, 有3种尾砂水力充填料, 即: 砂浆1: 尾砂加水泥 100 kg/m^3 ; 砂浆2: 尾砂加水泥 200 kg/m^3 ; 砂浆3: 不加水泥。

现以砂浆1为例进行计算:

根据矿房和矿柱各占50%, 则年充填量为

$$0.5 \times 99596 = 49798 \text{ m}^3$$

水泥用量: $49798 \times 0.1 = 4980 \text{ t/a}$

干料平均体重 γ_s 。由于每 m^3 充填体之尾砂重量为 1.7 t/m^3 。水泥进入尾砂之孔隙内, 但水泥尾砂之重量比为1:17, 故:

$$\gamma_s = \frac{17}{18} \times 2.7 + \frac{1}{18} \times 3.1 = 2.72$$

尾砂之粒级和产率见表2-13-32中之沉砂。尾砂与水泥混合后之干料粒级和产率为尾砂的粒级和产率乘以17/18, 加以水泥的粒级和产率(各产率之和为1)。三种砂浆的粒级和产率见表2-13-38。

干料流量为: $G = Q_m \gamma_m C_s = \frac{\pi}{4} (0.104)^2 \times 2.6 \times 3600 \times 1.75 \times 0.68 = 95 \text{ t/h}$ 。

根据公式(2-13-33): 充填体的干料重量

$$\gamma_s = \gamma_m + C_s = 1.7 + 0.1 = 1.8 \text{ t/m}^3$$

根据公式(2-13-32): 充填能力为:

$$q_c = G + (k_s \gamma_s) = 95 / (1.02 \times 1.8) = 52 \text{ m}^3/\text{h}$$

水泥流量: $C = 52 \times 1.02 \times 0.1 = 5.3 \text{ t/h}$

尾砂流量: $G_W = 95 - 5.3 \approx 90 \text{ t/h}$ 。

每日充填小时数: $651 + 52 \approx 12 \text{ h}$

日水泥用量: 63.6 t/d

日尾砂用量: $90 \times 12 = 1100 \text{ t/d}$ 。

砂仓内尾砂的孔隙率参考表2-13-36, 取 $p_s = 0.412$, 故砂仓内尾砂的体重 γ_{sm} 根据公式 (2-13-3) 求得为 1.588 t/m^3 。

2. 冰流量

砂仓内尾砂的饱和浓度 C_B , 根据公式 (2-13-36) 求得 $C_B = 0.794$, 取放砂浓度为 $C_f = 0.7$, 根据公式 (2-13-38) 造浆用水量 $w_1 = 15.2 \text{ m}^3/\text{h}$ 。搅拌桶处加水量根据公式 (2-13-39) 得 $W_2 = 6.1 \text{ m}^3/\text{h}$ 。冲洗管用水, 按公式 (2-13-40) 得 $W_3 = Q_m = 80 \text{ m}^3/\text{h}$, 以此考虑外部管道供水能力。

日平均用水量: $12(W_1 + W_2) + (2 \times 0.25)W_3 = 295 \text{ m}^3/\text{d}$ 。

造浆水压按公式 (2-13-41) 得 $P = 0.544 \text{ MPa}$, ($h = 18.5 \text{ mm}$)

13.4.5.5 水力坡度和充填倍线计算

以砂浆1为例:

先计算颗粒的平均沉降速度 ω :

$$A = \sqrt[3]{0.0001 + (\gamma_s - 1)} = \sqrt[3]{0.0001 + (2.72 - 1)} = 0.0556$$

$$0.3 \times A = 0.0167 \text{ cm}$$

根据公式 (2-13-45) 至 (2-13-48), 固体颗粒的沉降速度 ω 的计算见表2-13-37。

粒 径 和 沉 降 速 度

表 2-13-37

粒 径 d_i (cm)		0.021	0.018	0.0112	0.0059	0.0022	0.0035	平 均
产 出 率 a_i	砂 浆 1	0.045	0.122	0.312	0.408	0.059	0.054	0.0094
	砂 浆 2	0.043	0.115	0.295	0.386	0.055	0.106	0.0091
	砂 浆 3	0.0477	0.1288	0.3299	0.4315	0.062	0	0.0097
ω_i 计 算 公 式		(2-13-46)	(2-13-46)	(2-13-45)	(2-13-45)	(2-13-45)	(2-13-45)	(2-13-44)
沉 降 速 度 ω_i (cm/s)	砂 浆 1	2.567	2.166	1.176	0.326	0.045	0.115	0.706
	砂 浆 2	2.587	2.184	1.190	0.33	0.046	0.116	0.885
	砂 浆 3	2.546	2.149	1.162	0.323	0.045	0.113	0.738

沉降阻力系数 C_s 根据公式 (2-13-43)

$$C_s = 1308 \frac{(\gamma_s - 1) d_p^2}{\omega^2} = 1308 \times \frac{(2.72 - 1) \times 0.0094}{0.706^2} = 42.43$$

对于 $Dg100 \text{ mm}$ 管道, 根据公式 (2-13-19) 并取 $K_a = 1.357$, 则:

$$\lambda = \frac{1.357}{\left(2 \lg \frac{0.104}{0.00024} + 1.74 \right)^2} = 0.0276$$

根据公式 (2-13-18):

$$i_0 = \frac{\lambda v^3}{2gD} = \frac{0.0276 \times 2.5^3}{2 \times 9.81 \times 0.104} = 0.0845$$

体积浓度: $C_s = \frac{\gamma_m}{\gamma_s} C_g = \frac{1.75}{2.72} \times 0.68 = 0.44$

用金川公式计算砂浆水力坡度并乘以安全系数1.15, 根据公式 (2-13-42) 求得 $i = 0.11 \text{ m 水柱/m}$ 或 $0.11 \times 10^4 \text{ Pa/m}$ 。

按计算的水力坡度,由公式(2-13-15)可求得该系统可满足的充填倍线和管长,取 $K_1=1$, $K_2=1.1$,即得: $N=14$, $L=2940\text{m}$ 。

由于计算的倍线大于实际的最大倍线(4.78),故可按上述参数作为生产操作的推荐值。同理砂浆2、砂浆3的计算值见表2-13-38。

尾砂充填的操作参数

表 2-13-38

参 数	砂 浆 1	砂 浆 2	砂 浆 3
年充填量 (m^3/a)	49798	9960	39838
充填能力 q_c (m^3/h)	55	52.3	58
日充填小时 (h)	12	12.5	11.2
管道内径 D (mm)	104	104	104
砂浆流速 v (m/s)	2.6	2.6	2.6
砂浆比重 γ_m	1.75	1.755	1.748
水力坡度 i ($\times 10^4 \text{Pa/m}$)	0.11	0.107	0.108
充填计算倍线 N_f	14	14.6	14
实际最大倍线 $N_{\max}$	4.78	4.78	4.78
日尾砂用量(t/d)	1100	1089	1084
日水泥用量(t/d)	63.6	127	0
日用水量(m^3/d)	295	346	241

注:水力坡度按金川公式计算。

13.4.6 似均质结构流充填砂浆管道输送

13.4.6.1 似均质结构流砂浆特性

似均质结构流砂浆一般是在砂浆中固体含量高(即浓度高)和细粒级含量较多的浆体中形成,通常表现为砂浆粘度迅速增大,流体呈非牛顿体的流变特性,颗粒的惯性在浆体中影响相对是很小的。固体颗粒均匀地分布在液体介质之中,由于砂浆浓度高,细颗粒与水形成一“重介质”,使粗颗粒悬浮于浆体之中,表现为“非沉降”性,形象为粥状浆体。理想的似均质砂浆是沿管道的垂直轴线没有可量测的固体浓度梯度,因此砂浆输送时不受临界流速的制约,而可低流速(如 0.7m/s 以下)运行。

这种浆体对胶结充填而言,易于形成且具有很多优点:首先胶结材料如水泥、粉煤灰等,颗粒很细为形成似均质砂浆创造条件;砂浆浓度高则可减少水泥流失,提高充填体强度或在同样充填体强度时,减少水泥用量;减少供、排水量及井下污染。

13.4.6.2 似均质砂浆的判别

判别砂浆的属性,应从其流变特性:即沿管道垂向上有无明显浓度梯度变化。一般砂浆有三种流态:粘性力占优势的均质流(或似均质结构流);颗粒惯性为主要因素的非均质流(二相流)和两者之间的两种力都存在的流态(过渡型)。美国学者 E. J. WASP 认为每种流态可用管壁附近的砂浆浓度(C)和管道中心砂浆浓度(C_A)的比值来表征,即

$\frac{C}{C_A} \geq 0.8$ 时可视为均匀或似均质砂浆; $\frac{C}{C_A} \leq 0.1$ 时则为非均质砂浆。而 $\frac{C}{C_A}$ 值可用下式求得:

$$\lg \frac{C}{C_A} = -1.8 \frac{\omega}{\beta K u^*} \quad (2-13-50)$$

式中 ω ——颗粒沉速, m/s;
 β ——比例常数可取为1;
 K ——卡门常数取0.4;
 u^* ——摩阻沉速, m/s, 可由下式求得

$$u^* = \sqrt{\frac{\tau_0}{\rho}} \quad (2-13-51)$$

式中 τ_0 ——管壁切应力, Pa;
 ρ ——砂浆密度, kg/m³。

13.4.6.3 似均质砂浆管道输送计算

似均质砂浆基本符合宾汉塑性体, 其积分形式的流变方程为:

$$\tau_0 = \frac{4}{3} \tau_0 + \eta \frac{8v}{D} \quad (2-13-52)$$

式中 τ_0 ——临界切应力或初始切应力, Pa;
 η ——粘度系数(或刚性系数)表征层间滑动时之阻力大小程度, Pas;
 v ——断面平均流速, m/s;
 D ——管径, m。

砂浆的流变参数 τ_0 、 η 可用专门的流变仪测得。

根据流变参数 τ_0 、 η 可以求出赫德斯托姆数 (Hedstrom) He :

$$He = \frac{\tau_0 \rho D^2}{\eta^2} \quad (2-13-53)$$

另外可求出宾汉塑性体雷诺数 Re :

$$Re = \frac{Dv\rho}{\eta} \quad (2-13-54)$$

有了 Re 和 He 可以根据下式求出摩阻系数 f 。

$$\frac{1}{Re} = \frac{f}{16} - \frac{1}{6} \frac{He}{Re^2} + \frac{1}{3} \frac{He^3}{f^3 Re^3} \quad (2-13-55)$$

按达西公式即可求得管道摩擦阻力 i , 10⁴Pa/m,

$$i = \lambda \frac{v^2 \rho}{2gD} \quad (2-13-56)$$

式中 λ ——为砂浆摩擦阻力系数 $\lambda = 4f$ 得

$$i = \frac{4fv^2\rho}{2gD} \quad (2-13-57)$$

经某工程试验数据验算, 在工作流速时较接近。设计时需再乘以1.2~1.5安全系数。必须指出, 目前由于粘度计所测之流变参数不十分准确, 加之似均质砂浆应用较少, 因此计算只能做为参考。最好通过管道输送试验取得数据。

13.4.6.4 金川二矿区的似均质砂浆充填

1. 充填材料

金川二矿区使用的充填料主要是-3mm棒磨砂和425号普通水泥。其配比和粒级组成见表2-13-39。

2. 金川结构似均质流砂浆的特点

标准砂粒级 (mm)、配比和产率 (%)

表 2-13-39

灰砂比	粒 级									平 均 d_p
	-3~+2.5	+1.2	+0.6	+0.3	+0.15	+0.074	+0.044	-0.044	-0.04~+0.03	
	粒					径				
	2.75	1.85	0.9	0.45	0.225	0.112	0.059	0.022	0.035	
1:4	2.97	6.2	17.12	20.97	19.08	8.57	1.98	3.11	20	0.506
1:6	3.18	6.84	18.38	22.46	20.44	9.19	2.12	3.33	14.3	0.54
1:8	3.30	6.89	19.02	23.30	21.20	9.53	2.19	3.46	11.11	0.559
1:10	3.37	7.04	19.45	23.83	21.68	9.75	2.25	3.54	9.09	0.57
不加水泥	3.71	7.75	21.4	26.21	23.85	10.22	2.47	3.89	0	0.62

(1) 采用上述充填材料, 当砂浆浓度由 $C_g = 0.7$ 提高到 $C_g = 0.75 \sim 0.8$ 时, 砂浆即由两相流转为似均质结构流。

(2) 结构流砂浆所形成的充填体的强度较之两相流要高30~50%, 详见表2-13-40。在相同设计强度下, 采用结构流可节约水泥。

不同配比和龄期的抗压强度 (MPa)

表 2-13-40

砂浆浓度	灰 砂 比											
	1:4				1:8				1:10			
	龄 期 (天)											
	1	3	7	28	1	3	7	28	1	3	7	28
0.70	0.323	1.18	1.705	3.93	0.098	0.245	0.588	1.18	—	0.196	0.441	0.559
0.75	0.392	1.42	2.84	5.1	—	0.392	0.686	1.32	—	0.294	—	0.745
0.80	0.617	2.58	3.97	7.11	0.294	0.588	1.03	1.6	0.167	0.441	0.98	1.67

(3) 结构流可用低速输送, 砂浆在管道内即使停运短时间 (如0.5小时), 仍不致沉淀, 很易重新启动。试验管道摩阻损失见表2-13-41。

(4) 与两相流相比, 由于结构流浓度高, 采场脱水量和砂浆体积的干缩均小, 见表2-13-42。

金川砂浆的流速与摩阻损失

表 2-13-41

灰砂比	浓 度		γ_m (kg/m ³)	v (m/s), i ($\times 10^4$ Pa/m)								
	C_g	C_o										
1:4	0.742	0.513	1890	v	3.09	2.89	2.7	2.68	2.45	2.35	1.99	
				i	0.272	0.235	0.227	0.177	0.147	0.165	0.151	
1:6	0.763	0.542	1930	v	2.76	2.75	2.63	2.55	2.41	2.23	1.7	
				i	0.228	0.216	0.208	0.206	0.157	0.183	0.165	
1:8	0.775	0.561	1955	v	3.31	2.98	2.55	2.39	2.06	1.6	—	
				i	0.363	0.336	0.317	0.304	0.270	0.254	—	

(5) 为制备 $C_g = 0.8$ 的结构流砂浆, 必须严格控制干料的配比、干料的水分含量和制备过程中的加水量。干料的含水应低于或略大于饱和浓度。

砂浆的脱水率和干缩率

表 2-13-42

重量浓度	采场脱水量占总用水量 (%)	干 缩 率 (%)		
		1:4	1:8	1:10
0.70	16.72	20.50	21.51	20.54
0.75	13.3	13.02	12.46	11.90
0.80	6.08	5.43	6.96	5.43

注: $1\text{mH}_2\text{O} = 9.81 \times 10^3 \text{Pa}$

3. 充填系统

金川二矿区建有东部和西部两个充填系统。东部搅拌站建在矿体上方, 由于用两个大钻孔下料, 至井下1300阶段的充填倍线仅1.6。西部充填系统采用天井平巷转入竖井, 至1300阶段平均充填倍线为4.3, 但上部第一段充填倍线为6。管径为100mm, 设计流速2.12~2.83m/s, 砂浆流量 $Q_m = 60 \sim 80 \text{m}^3/\text{h}$, 摩阻损失为 $i = 0.323 \sim 0.363 \text{ } 10^4 \text{Pa/m}$ (或m水柱/m)。实际生产过程中东部系统充填流量曾高达 $Q_m = 135 \text{m}^3/\text{h}$, 摩阻损失比设计值要低。东部搅拌站和西部搅拌站见图2-13-23和2-13-24。东部搅拌站设有两套充填系统, 一套工作一套备用。一套每日工作15小时, 为日平均充填量的1.9~2.6倍。西部搅拌站建有五套充填系统, 三套工作二套备用。

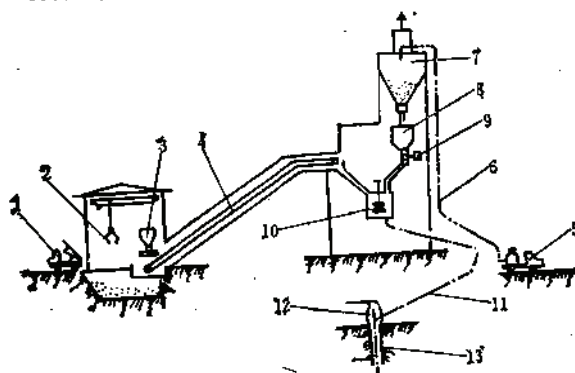


图 2-13-23 金川二矿区东部搅拌站示意图

1—自卸汽车; 2—5t抓斗; 3—贮砂漏斗; 4—B500mm皮带; 5—水泥罐车; 6—吹灰管; 7—水泥仓; 8—稳料仓; 9—叶轮式给料机; 10—搅拌桶; 11—充填管; 12—排气装置; 13— $\phi 300\text{mm}$ 充填钻孔

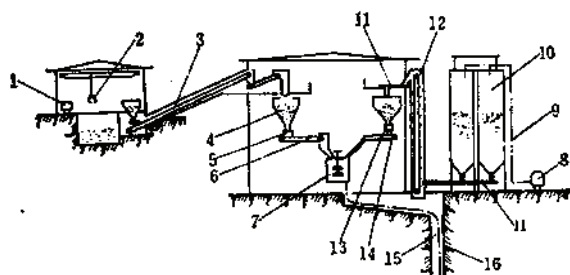


图 2-13-24 金川二矿区西部搅拌站示意图

1—60t准轨自卸车厢; 2—15t抓斗2台; 3—B1000mm皮带; 4—40t砂仓5个; 5— $\phi 2\text{m}$ 圆盘给料机; 6—B500mm给砂皮带5条; 7—搅拌桶; 8—准轨散装水泥罐车; 9—吹灰管; 10—水泥仓; 11—稳料仓; 12—斗式提升机; 13—叶轮给料机; 14—螺旋输送机; 15— $D = 0.1\text{m}$ 充填管; 16—充填天井

13.5 混凝土和块石胶结充填

混凝土的强度在相同水泥耗量下比尾砂胶结充填要高。混凝土的井下运输用矿车、汽车或压气罐，短距离可使用电耗、自流输送或用压气助吹。

块石胶结充填是干式充填和尾砂胶结充填的综合，它具有强度高、水泥用量低、能充分利用井下废石等优点，是当前胶结充填工艺发展的方向之一。

13.5.1 凡口矿的混凝土充填

地表混凝土搅拌站如图2-13-25所示。料仓和水泥库容量大，两台连续搅拌机可单独工作($40\text{m}^3/\text{h}$)或同时工作($80\text{m}^3/\text{h}$)，混凝土在井下可短距离自流输送。井下使用的抛掷充填车如图2-13-26所示。运距250m时的台班生产能力约 60m^3 。车箱装载粒径 $\sim 50\text{mm}$ 的干硬性混凝土 4.5m^3 。用宽500mm线速度20m/s的抛掷皮带可将混凝土抛至14m远，8m高处，用于不规则矿体的充填和采场的接顶特别有效。水泥用量 $50\sim 80\text{kg}/\text{m}^3$ ，水灰比0.6，强度可达3~6MPa。联邦德国Megggen铅锌矿抛掷充填车井下送料系统如图2-13-27所示。图中平巷内的水泥因力输送管道未示出。井下的混凝土制备站如图2-13-28所示。

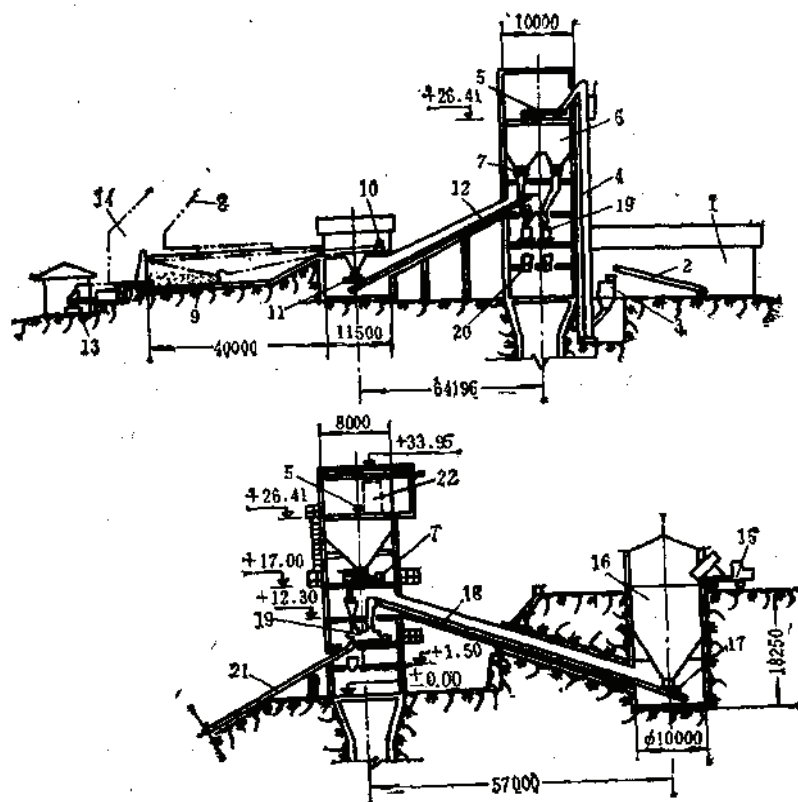


图 2-13-25 狮岭胶结充填搅拌站

- 1—袋装水泥库；2—皮带机；3—水泥拆包机；4—斗式提升机；5—螺旋输送机；6—水泥库；7—双管螺旋喂料机；8—尾砂管；9—砂仓；10—电耙绞车；11—圆盘给料机；12—皮带机；13—排污泵；14—排污管道；15—自卸汽车；16—碎石仓；17—圆盘给料机；18—皮带机；19—连续搅拌机；20—装料漏斗；21—地面溜槽；22—收尘器

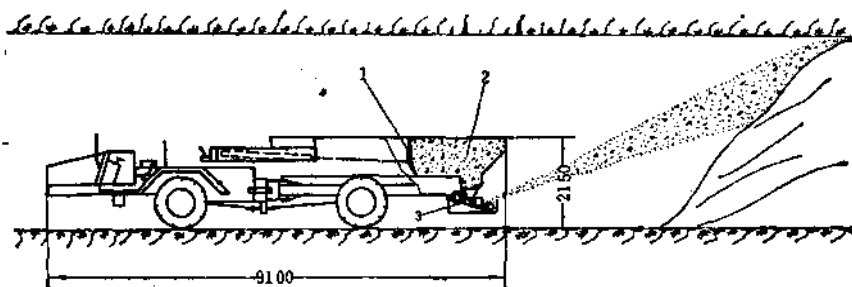


图 2-13-26 抛掷充填车

1—推板；2—混凝土；3—抛掷皮带

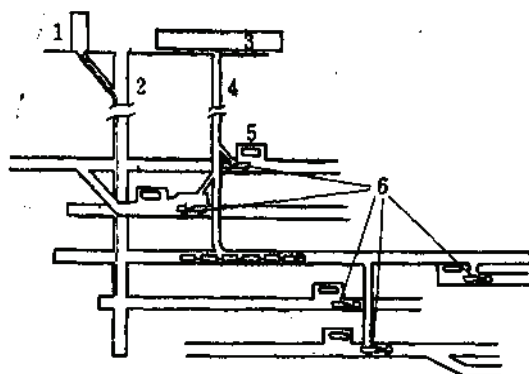


图 2-13-27 抛掷充填车供料系统

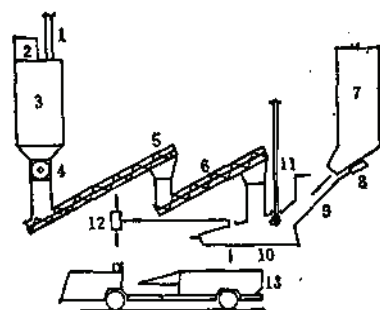
1—地面水泥库；2—竖井；3—骨料制备站；
4—充填井；5—井下胶结料制备站；6—抛掷
充填车

图 2-13-28 井下胶结料制备站

1—水泥风力输送管；2—水泥收尘器；3—水泥仓；4—
叶轮式给料机；5—输送螺旋；6—计量螺旋；7—骨料仓；
8—振动给料机；9—溜槽；10—振动给料机；11—供水
管；12—排尘风扇；13—抛掷充填车

13.5.2 龙首矿的混凝土充填

充填系统如图2-13-29所示，主要特点是地面铁路车辆运料，井下长皮带供料。水泥制浆后送往地下搅拌站。混凝土用电耙输送，设备简单，运转可靠，但运距太远时对强度有影响，骨料为戈壁砂石，粒度-60mm，每 m^3 用骨料1.3t，水泥用量 $250kg/m^3$ ，水灰比1.2，28天抗压强度3~5MPa，每台搅拌机生产能力40~50 m^3/h 。

13.5.3 Mount Isa矿的块石尾砂胶结充填

块石来自地面采石场开采的粉砂岩，破碎后取+25~-300mm的粒级作充填料。经两个充填井下放至13C副阶段和15阶段，皮带输送机的宽度为1.2m，小时输送能力分别为800t和1200t，再经可拆卸的轻型皮带运输至各采场如图2-13-30所示。

尾砂胶结料的浓度为 $C_g = 0.65 \sim 0.7$ ，加入水泥量3%和6%的磨细的铜反射炉渣（90%—400目），用泵送至3个 $\phi 300mm$ 钻孔，孔深约383m，再用 $\phi 150mm$ 的管道和井下钻孔通入各采场，在皮带送入块石之同时浇入砂浆。使尾砂胶结料包裹和淹没块石。所形成的充填体其垂直暴露面可达1800 m^2 ，暴露高度最大达230m。

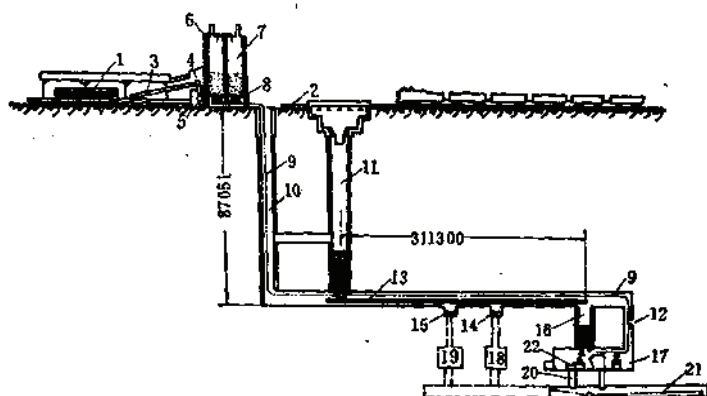


图 2-13-29 龙首矿充填系统示意图

1—袋装水泥库，2—准轨铁道，3—皮带机，4—拆包机（未用），5—吹灰缸，6—水泥风力输送管，7—水泥库，8—制浆器，9—水泥浆输送管，10—充填天井，11—砂石充填井，12—管道天井，13—主皮带机，14，15—分支皮带机，16，17，18，19—搅拌站，20—混凝土溜子，21—电耙，22—混凝土连续搅拌机

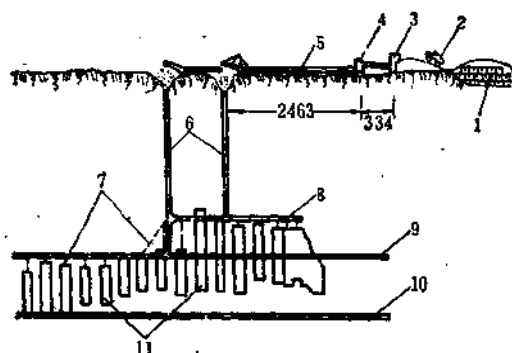


图 2-13-30 Mount Isa 矿的块石运输系统

1—采石场，2—自卸汽车，3—破碎站，4—筛分站，5—地面皮带运输机，6— $\phi 2.4\text{m}$ 充填井，7—砂浆输送钻孔，8—13C 副阶段，9—15 阶段，10—19 阶段，11—1100 矿体空场法采场

13.5.4 混凝土管道输送

13.5.4.1 管道输送对混凝土的要求

混凝土管道输送属结构流变特性，对充填材料的粒级组成、配比、水灰比、流动性、分层性有较严格的要求。根据苏联矿山和金川研究所进行的细石混凝土管道试验的经验，一般有如下要求：

充填料配比：细砂含量 $>50\sim 60\%$

胶结料用量： $300\sim 350\text{kg}/\text{m}^3$

粗骨料最大粒径： $<25\sim 30\text{mm}$

灰水比：有粗骨料： $0.75\sim 1.05$

无粗骨料： $1.0\sim 1.4$

流动性：以标准锥沉入充填料深度表示 $h=6\sim 16\text{cm}$ 常为 $10\sim 13\text{cm}$ 。

分层性：即充填料在输送、储存和浇灌中失去均质性的性质，可用分层系数 K_p 表征。

$$K_p = \frac{\tau'}{\tau_0} \quad (2-13-58)$$

式中 τ' ——充填料经振动后的极限剪应力，Pa；

τ_0 ——充填料未经振动的极限剪应力，Pa；

K_p 值随水灰比和粗骨料含量的增加而增大。管道输送的充填料， K_p 的最佳值等于 $1\sim 1.3$ 。

13.5.4.2 混凝土管道输送计算

1. 管道水平段的极限长度

$$L_{\max} = KH \left(\frac{\gamma}{\Delta p} - 1 \right) - 12n_1 - 6n_2 \quad (2-13-59)$$

式中 K ——垂直段高度安全系数 $0.7\sim 0.8$ ；

H ——垂直段高度，m；

γ ——混凝土体重， kg/m^3 ；

Δp ——混凝土流动的管道单位阻力，Pa/m；

n_1, n_2 ——管路系统中 90° 和 45° 弯头数，其等效阻力相当于12和6m的直管长。

2. 管道单位阻力

考虑混凝土的时效硬化因素，管道单位阻力可按公式(2-13-60)求得：

$$\Delta p = 8 \left(\frac{\tau_0 + \frac{K_c t}{2}}{D} + 5 \frac{\eta_{cp} v}{D^2} \right) \quad (2-13-60)$$

式中 τ_0 ——混凝土极限剪应力，Pa；

K_c ——混凝土时效硬化因素，Pa/min；

t ——充填料沿管道流动的时间，min；

D ——管道内径，m；

v ——混凝土平均流速，一般 $0.5\sim 0.7\text{m/s}$ ；

充填料粘度 η_{cp} 可用粘度计测得，当考虑时效硬化因素，则有：

$$\eta_{cp} = \eta_0 + \frac{K_c t}{2}$$

式中 η_0 ——新制混凝土的粘度，Pa·s。

某些充填料 K_c 值见表(2-13-43)

3. 混凝土沿管道流动时间

$$t = \frac{60\pi D^2 L}{4Q} \quad (2-13-61)$$

式中 t ——混凝土沿管道流动时间，min；

L ——管道长度，m；

Q ——混凝土输送流量， m^3/h ；

D ——管道内径，m。

4. 管道直径

某些充填料的 K_0 值 ($t = 15^\circ \sim 18^\circ \text{C}$)

表 2-13-43

充 填 材 料 (kg/m³)								τ ₀ (Pa)	K ₀ (Pa/min)	
胶 结 材 料			惰 性 材 料							
水 泥	磨细的硬 石 膏	磨细炉渣	砂	砾石	破碎硬 石 膏	粒 渣	尾矿	水		
300	—	—	1400	—	—	—	—	400	136.3	1.4
200	—	300	1000	500	—	—	—	330	98.1	0.88
80	520	—	—	—	—	700	700	370	109.0	0.69
40	560	—	—	—	1400	—	—	300	83.4	0.46
80	520	—	—	—	—	1500	—	300	99.0	0.44
100	200	200	—	—	—	1600	—	350	115.7	0.44
200	—	300	—	—	—	1600	—	320	125.5	0.39
200	—	300	—	—	—	750	750	350	98.1	0.34
150	125	225	—	—	—	750	750	450	101.0	0.42
150	125	225	—	—	—	1600	—	350	107.9	0.41

管道直径决定于制备站生产能力 Q 和所取混凝土输送流速 v 。

$$D = \sqrt{\frac{Q}{900\pi v}} \quad (2-13-62)$$

式中 v ——混凝土输送流速, m/s 。

混凝土管道输送的某些参数可参见表(2-13-44)和表(2-13-45)。

5. 压缩空气助吹

若输送距离超过自流输送长度, 可以考虑用井下的 $0.5 \sim 0.7 \text{MPa}$ 的压缩空气助吹, 一般每 $40 \sim 50 \text{m}$ 装一压气喷嘴, 与管道纵轴线呈 30° 角度。喷嘴有简单的逆止装置并用阀门调压。

压气助吹时管内砂浆段的总长度 $l_c(\text{m})$:

$$l_c = P_Y / \Delta p' \quad (2-13-63)$$

式中 P_Y ——压气压强, 一般 $0.5 \sim 0.7 \text{MPa}$;

$\Delta p'$ ——压气助吹段的摩阻损失, Pa/m 。

压气助吹的最大长度 $L_{Y\max}(\text{m})$:

$$L_{Y\max} = \frac{v_Y l_c}{1.4v} \quad (2-13-64)$$

式中 v_Y ——压气助吹时砂浆的流速, m/s , 一般 $v_Y = 6 \sim 10 \text{m/s}$;

v ——砂浆在自流段的平均流速, m/s 。

设输送每 m^3 砂浆的压气消耗量为 q , (m^3/m^3);

$$q = 1.1(1-a) \left\{ \frac{(n+1)\ln P_Y}{2n98067} + \frac{1}{a} \right\} \quad (2-13-65)$$

式中 a ——助吹过程速率比, $a = \frac{v}{v_Y}$;

n ——助吹段喷嘴的数量;

$\ln$ ——助吹喷嘴间的距离, m 。

细石混凝土管道输送粘度和单位阻力

表 2-13-44

管 径 (mm)	τ_0 (Pa)	v (m/s)	η (Pa·s)	Δp (Pa/m)
150	112.78	0.4	0.2115	653
175	112.78	0.4	0.2491	560
200	112.78	0.4	0.2873	490
225	112.78	0.4	0.3217	436
250	112.78	0.4	0.3589	392
275	112.78	0.4	0.3932	357
300	112.78	0.4	0.4306	331
220	305.93	0.4	0.8551	245
220	239.28	0.4	0.6688	246
220	205.94	0.4	0.5757	214
220	168.67	0.4	0.4798	167
220	129.45	0.4	0.3589	109
220	112.78	0.4	0.3158	116
220	78.45	0.4	0.2197	111
220	70.61	0.4	0.1971	129
220	49.03	0.4	0.1373	194
220	112.78	0.2	0.6306	337
220	1137.67	0.3	0.4217	337
220	112.78	0.4	0.3158	337
220	112.78	0.5	0.2530	337
220	112.78	0.6	0.2108	337
220	112.78	0.7	0.1804	337
220	112.78	0.8	0.1572	337
220	112.78	0.9	0.1402	337
220	112.78	1.0	0.1255	337

不同垂直段高度的充填料自流输送极限长度 (充填料 $\tau_0 = 90\text{Pa}$)

表 2-13-45

垂直段高度 (m)	管 道 内 径 (mm)							
	148	171	187	213	241	267	193	318
50	88	115	127	143	164	180	224	242
100	175	215	255	287	350	384	425	457
150	283	328	366	432	515	565	650	700
200	400	490	565	657	777	880	970	1020
250	500	620	710	820	990	1080	1230	1360
300	680	825	980	1100	1320	1480	1670	1800
400	900	1100	1270	1480	1750	1970	2200	2420
500	1130	1380	1600	1850	2200	2500	2770	3000

13.6 充填系统的控制、调度和联络

大中型矿山的充填系统应采用不同程度的单项或总体自动控制,以保证充填质量、节省充填材料和发挥设备的效率。自动控制的基本要求是对主要工艺环节,例如物料流量的浓度进行自动检测、自动记录、自动调节和自动报警。有条件时应采用电子计算机控制的

最优化操作系统。与充填料接触、或在潮湿环境中工作的自动化仪表，必须购置足够数量的备品和配件。

充填调度室除协调井上、井下的充填作业环节外，还负责与外部联络（材料运输、供水、供电、全矿总调度等）。充填调度室应设置在联络方便、能观察到主要设备工作、噪音和振动小的地点。内设各种自动控制仪表、指挥各充填环节的直通声光信号、直通电话或载波电话。当充填工作面多时，调度室内应设自动电话交换机一台，以及表示充填管网、作业地点、设备运行和料仓内物料容量的模拟盘、显示打印设备和图表等。

第十四章 矿石损失与贫化

责任编辑单位 昆明有色冶金设计研究院

编写人 杨映平

14.1 矿石损失与贫化的基本概念与计算方法

矿山开采,都不可避免会产生矿石的损失与贫化,矿山设计中应采取各种措施及方法,提高采出矿石的质量与数量,充分利用矿产资源及改善矿山开采的技术经济效果。

14.1.1 矿石损失与损失率

矿石开采损失,是指在开采过程中由于各种因素(如地质构造、开采技术条件、采矿方法及生产管理等)的综合影响导致部份工业矿石的丢失。

矿石的损失率是指工业矿石(或金属含量)丢失的程度,并用百分比表示。

矿石损失可分为:采下损失,即指已采下存于采场中而不能放出的矿石;未采下损失,即指在开采范围内无法开采或开采不经济的边角矿体及采矿场中的各种永久性矿柱的矿石损失;非开采损失,即指与开采无关的一些矿石损失,如水文地质条件、开采技术条件、地质构造、安全因素、以及为保护地表等原因而设的永久性保安矿柱的矿石损失。

14.1.2 矿石贫化率与废石混入率

矿石贫化是指在开采过程中由于矿体上下盘围岩或夹石的混入等综合因素的影响,使采出矿石的品位较未采前工业矿石品位降低的情况。

矿石贫化率是指工业矿石品位降低的程度,用百分数表示,即工业矿石品位与采出矿石品位之差对工业矿石品位之比。

废石混入率是指混于采出矿石中的废石量对采出矿石量之比。因此,贫化率与废石混入率在概念上是不同的,但当围岩不含品位时,矿石的贫化率与废石混入率在数值上是等同的。

根据贫化的形式不同,一般有以下几方面的贫化,即:

不可避免的贫化是指开采设计允许范围内的贫化。

可避免的贫化是指采矿设计及测量验收规定不允许采下的围岩和夹石的混入,以及因管理不善引起不应有的富矿损失而造成的人为贫化。

回采贫化是指在回采过程中造成的上述贫化的总和,又称一次贫化。

出矿贫化是指在出矿过程中,采场上下盘或溜井壁片落的围岩(因矿石的放出而引起)再次混入及运输过程中倒运而导致的贫化,又称二次贫化。

14.1.3 矿石损失与贫化计算

14.1.3.1 计算原则

地下采矿方法损失贫化计算应按下列原则进行:

(1) 地下开采设计矿石损失与贫化计算以采场(或矿块)为单位,其内容应包括矿房、矿柱的回采及出矿,最后算出全采场(或矿块)的综合损失率与贫化率。

(2) 对用浅孔回采的极薄或薄矿脉,采场要按可避免的贫化率和不可避免的贫化率分别计算。

(3) 对多金属矿山的开采,以主金属指标进行计算其损失与贫化率。

(4) 对铝土矿、石灰石矿、硅石矿、粘土矿、菱镁矿及某些非金属矿,则按矿石加工的质量指标计算其贫化率及损失率。

14.1.3.2 损失、贫化计算方法

目前设计中损失与贫化率的确定,主要还是根据设计矿山与实际指标进行类比法确

一般金属矿床矿石损失率、贫化率及出矿品位计算

表 2-14-1

计算内容	计 算 公 式		代 表 符 号
	直 接 法	间 接 法	
一、矿石贫化率	$\gamma = \frac{R}{Q_1 + R} \cdot 100\%$	围岩含品位 $\gamma = \left(1 - \frac{a' - a''}{a - a''}\right) 100\%$ 围岩不含品位 $\gamma = \left(1 - \frac{a'}{a}\right) 100\%$	T —采出矿石总量 (包括废石混入量), t; Q —采场工业矿石量, t; Q_1 —采场采出工业矿石量, t; γ —矿石贫化率, %; γ_0 —废石混入率, %; R —废石混入量, t; a —采场工业矿石品位, %; a' —采场采出矿石品位, %; a'' —围岩含矿品位, %; ρ —矿石损失率, %; K —矿石回收率, %;
二、矿石损失率	$\rho = \frac{Q - Q_1}{Q} \cdot 100\%$	围岩含品位 $\rho = \left(1 - \frac{T}{Q} \frac{a' - a''}{a - a''}\right) 100\%$ 围岩不含品位 $\rho = \left(1 - \frac{T a'}{Q a}\right) 100\%$	
三、矿石回收率	$K = 1 - \rho = \frac{(1 - \gamma) T}{Q} \cdot 100\%$		
四、废石混入率	$\gamma_0 = \frac{R}{T} = \frac{a - a'}{a - a''} = \left(1 - \frac{a' - a''}{a - a''}\right) 100\%$		
五、采出矿石总量	$T = \frac{(1 - \rho) Q}{1 - \gamma}$		
六、废石混入量	$R = \gamma_0 T$		
七、采出工业矿石量	$Q_1 = T - R$		
八、采出矿石品位	围岩不含品位 $a' = (1 - \gamma) a$ 围岩含品位 $a' = (1 - \gamma) a + \gamma a''$		

定,从而计算出设计矿山的采出矿量和出矿品位。

有色金属生产矿山则按〈80〉冶色字第966号《有色金属矿山地质和测量工作条例》的规定。根据矿床的赋存条件、采用的采矿方法及工艺,其损失、贫化的计算方法一般可分为两大类,即直接法与间接法。

1. 直接法

一般适于在矿山地测人员可直接进入采场进行采样、地质编录及测量开采矿石损失量及采空区现状等工作时用之。如各种空场法、充填法、浅孔凿岩的采矿方法等。

2. 间接法

地测人员无法进入采场及空区进行地质与测量工作时用此法。如深孔崩矿的空场法、留矿法、分段及阶段崩落等方法。

按矿床的赋存特征及矿石的工业要求等因素,矿石开采的损失率、贫化率、出矿品位计算公式分别见表2-14-1、表2-14-2。

脉状矿床开采损失、贫化计算

表 2-14-2

计 算 公 式	代 表 符 号
一、采场回采贫化率(一次贫化) $\gamma = \frac{R}{Q_1 + R} \times 100\%$ $\gamma = \frac{B - B_0}{B} \times 100\%$ $\gamma = \frac{(B' - B_0) d'}{(B' - B_0) d' + B_0 d} \times 100\%$	T—采出矿石总量, t; R, R'—溜入围岩量(一次、二次), t; γ—一次贫化率, %; Q_1—采场采下矿石量, t; γ_A—最终综合贫化率, %; γ'—可避免贫化率, % B—实际平均采幅宽度, m; B_0—采场矿脉平均宽度, m; B'—设计平均采幅宽度, m; γ'—二次贫化率, % d—矿石体重, t/m^3; d'—围岩体重, t/m^3。
二、放出矿石时二次贫化率 $\gamma' = \frac{R'}{T} \times 100\%$	
三、采场结束, 综合贫化率 $\gamma_A = \frac{R + R'}{T} \times 100\%$	
四、可避免贫化率计算 $\gamma' = \frac{B - B'}{B} \times 100\%$	
五、其它各项计算如表 2-14-1	

14.2 矿石损失与贫化矿山实例

14.2.1 当前矿山开采损失与贫化情况

表2-14-3所示为我国目前部分冶金矿山使用各种采矿方法损失与贫化的状况,个别矿山损失与贫化高达30~50%,资源损失相当严重。这一情况是我国资源保护法所不允许的,

必须采取各种措施,从设计、生产管理各方面密切配合,使开采损失与贫化得以降低,改善资源的利用。

国内几种采矿方法的损失、贫化

表 2-14-3

指标名称	浅眼留矿法		有底柱崩落法		无底柱分段崩落法		空场法		充填法	
	极薄 (脉状矿)		一般	个别	一般	个别	矿房占	矿柱占	水砂胶结充填	
	一般	个别					60~40 %	40以上 %	矿房	矿柱
损失率(%)	矿房 5~15		10~25	30	25~35	45~50	3~5	8~50	5~10	10~20
贫化率(%)	65~70	80~85	10~20	25~30	20~25	30~40	3~5	6~30	5~10	5~10

资料来源:中南工业大学《损失与贫化和采矿方法》。

14.2.2 各类采矿方法损失贫化矿山实例

- (1) 各种空场采矿法矿山损失、贫化指标参看表2-14-4。
- (2) 各种崩落采矿法矿山损失、贫化指标参看表2-14-5。
- (3) 各种充填采矿法矿山损失、贫化指标参看表2-14-6。

矿山实际损失、贫化指标由于各矿山统计测量方法,管理工作均各有差异,因此,即使是同一类方法其指标差异也很大。为使设计中选择应用方便,表中除标明系矿房指标外,其余均为各矿山正常生产年限的综合平均指标,或某区段采场回采结束的平均指标,有代表性的年份指标等。因此,具有一定的代表性及实用价值。此外,在有多种采矿方法的矿山,亦尽量按各种采矿方法所占的比重及使用的年限,选择较有代表性的指标附于表中,以供选用。国外矿山,由于资料有限,只列了某此年限的指标,供参考。

14.3 矿石损失与贫化产生的原因●

矿山开采工作中造成矿石损失贫化的原因是多方面的,其主要原因如下:

(1) 地质研究工作不够,提供设计的矿体空间形态及开采技术条件控制程度差,使设计的采准、切割等井巷工程及落矿炮孔布置不当,造成大量废石混入及丢矿。如牟定铜矿,矿体实际底板较原地质提供的降低了4~16m,致使某些主要开拓,采准井巷压矿,使20多万吨矿量无法回收。务川汞矿8303和8304两个采场间的断层构造未弄清,使断层下盘的采场开采条件恶化,安全受威胁,迫使部分矿石不能采出,损失率高达25~30%。东川滥泥坪矿生产实际表明,前期开采地段矿岩稳固性差,被迫由空场法改为崩落法,使损失贫化增大。

(2) 采矿方法工艺及结构参数选择不当,如小西林铅锌矿不适当地采用分段崩落法回采高硫发火矿床,大爆破后引起火灾,被迫封闭采场,损失矿量约20万吨。牟定铜矿郝家河一中段四个采场生产中不适当地增大矿房尺寸(由12m增到24m),使暴露面积增大,引起采场大冒顶,回采损失、贫化率均高达40%以上。

● 本节及14.4节部分资料由昆明有色冶金设计研究院余南中工程师提供。

空场采矿法矿山损失贫化指标

表 2-14-4

采矿方法	矿山名称	矿体开采条件			围岩条件		落矿方式与设备		矿石损失与贫化		资料
		矿体厚度 (m)	倾角 (°)	矿石稳定性	上盘	下盘	方式	设备	损失率 (%)	贫化率 (%)	来源
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
逆倾斜留矿全面法 (倾角 $<40^\circ$ 时适用)	通化铜矿	东: 1~2.64 南: 4~10	20~28	黄铜矿 $f=8\sim12$ 稳固	闪长岩 $f=8\sim12$	闪长岩 $f=8\sim12$	浅孔		10~16 (生产年份平均)	9~14	②
留矿柱扇形工作面全面法 (嗣后尾砂充填)	车江铜矿	厚度 1.2~4.0 平均 2.5	10~15	辉铜矿 $f=6\sim10$ 稳固	浅色砂岩 $f=5\sim7$	红色砂岩 $f=5\sim7$	浅孔		3~7* (矿房指标)	15~20 (生产平均)	①
削壁混采全面法	巴厘锡矿 (不留底柱) 小秦岭金矿	脉厚 0.2~2.0	20~30	多金属矿 $f=8\sim12$	石灰岩 $f=10\sim12$	石灰岩 $f=10\sim12$	浅孔		12~17 (1983年指标)	12~14	⑤
		9°脉 0.4~1.5 平均 0.74	22~28	含金石英脉 $f=8\sim10$ 稳定	石英岩 $f=12\sim14$	石英岩 $f=12\sim14$	浅孔		5 (1983年指标)	35	
逆倾斜留矿全面法 (不留矿柱)	兼江大罗坝铁矿	2~3	20	赤铁矿 $f=8\sim10$ 稳定	石英砂页岩 $f=12\sim16$	炭质砂页岩 $f=2\sim6$ 不稳定	浅孔		19.25 (1978年指标)	6.47	⑩
留矿全面法	新冶铜矿	约 0.2	25~40	含铜黄铁矿 $f=8\sim10$ 稳定	白云质灰岩 $f=7\sim8$	白云质灰岩 $f=7\sim8$	浅孔		8.7~12.5 (1964~1967 年平均)	9.9~21.7 (1956~1981 年平均)	①②
留矿全面法 (倾斜工作面)	香花岭钨矿	1~5	36~45	石英脉钨矿 $f=6\sim12$ 稳定	石英岩 $f=8\sim10$	石英岩 $f=8\sim10$	浅孔		11~24	14~30	③
房柱采矿法	锡矿山钨矿 (南矿)	层厚 2~26 平均 7~8	5~50	硫化钨矿 $f=12\sim18$ 稳定	页岩 $f=3\sim5$ 不稳	石灰岩 $f=8\sim13$ 稳定	薄, 浅孔 厚, 中深孔	YG-80	19.2 (1980~1984年平均)	14.8	①

续表

采矿方法	矿山名称	矿体开采条件			围岩条件		采矿方式与设备		矿石损失与贫化		资料来源
		矿体厚度 (m)	倾角 (°)	矿石稳定性	上盘	下盘	方式	设备	损失率 (%)	贫化率 (%)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
房柱法	贵州汞矿 (张家湾)	层厚 0.5~30 平均 5~7	7~10	白云石、砂化 灰岩含矿 $f=8\sim 12$	砂化灰岩 $f=8\sim 12$ 稳定	砂化灰岩 $f=8\sim 12$ 稳定	浅孔		5.5	21.5	①
	龙烟铁矿 (黄田矿区)	3.26~5.86	16~25	赤铁矿、磁铁矿 $f=12\sim 15\sim 20$	砂化灰岩 $f=10\sim 15$	石英岩 $f=18$	浅孔		20.15	24.09	②
抛绳枪切顶 房柱法 (试验采场)	牟定铜矿	3°; 0.69~17.5 平均 7.0	7~23 平均 16.0	石英砂岩含铜 $f=10\sim 12$ 稳定	浅色石英砂岩 $f=10\sim 14$	紫色石英砂岩 $f=3\sim 5$ 极不稳定	中深孔 (扇形)	YGZ-90	5~7	8.8	②
拉顶锚杆预控 顶房柱法	良山铁矿	4~12 平均 6~9	10~30	磁铁矿 $f=12\sim 14$ 稳定	石英片岩 $f=10\sim 12$ 稳定	绿泥岩 石英片岩 $f=8\sim 10$ 稍差	中深孔 (扇形)	YG-80	12~15	3~5	②
分段空场法	金岭铁矿	台山平均 13 铁山平均 26	45~50 25~70	变质磁铁矿 $f=6\sim 8$ 中等稳定	石灰岩 $f=8\sim 10$ 稳定	闪长岩 $f=8\sim 12$ 稳定	中深孔 (扇形)	BBC- 120F	33.3	24.7	②
	辉铜山铜矿	1*矿 8~12 平均 10	70~90 平均 85	砂卡岩铜矿 $f=10\sim 12$ 稳定	大理岩、蛇纹岩 $f=5\sim 6$ 中稳	大理岩、片岩 $f=10\sim 17$ 稳固	中深孔 (扇形)	YG-80	4.6	9.49	⑤
	因民铜矿 (东川) (面山坑)	平均 7.37	40~75	白云岩含铜 $f=8\sim 12$ 稳固	白云岩 $f=8\sim 12$	紫色板岩 稳定性较 上盘差	中深孔 深孔	矿房 YG-80 矿柱 YQ-100	21.18	24.63	①
	落雪铜矿 (龙山)	平均 11	60~75	白云岩含铜 $f=8\sim 12$ 稳定	落雪白云岩 $f=8\sim 12$	蚀变薄层白云岩, 较上盘差	中深孔	YG-80	12.36	15.52	④

续表

采矿方法	矿山名称	矿体开采条件			围岩条件		落矿方式与设备		矿石损失与贫化		资料来源
		矿体厚度 (m)	倾角 (°)	矿石稳定性	上盘	下盘	方式	设备	损失率 (%)	贫化率 (%)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
分段空场法	滇中牟定铜矿	3° 0.68~17.5 平均 7.0	7~23 平均16	含铜砂岩 $f=10\sim12$ 稳定	长石、石英 砂岩 $f=10\sim14$ 稳定	紫红色长石 石英砂岩 $f=10\sim14$	中深孔 (扇形)	YZ-90	24.28	23.06	① ⑧
	刘冲磷矿	1.5~6 平均 3.8	40~90 平均43	磷块岩 $f=6\sim12$ 中等稳定	白云岩 $f=6\sim12$ 稳定	黑色页岩 $f=4\sim5$ 不稳定	中深孔	YG-80	12~17	8~12 (矿房指标)	⑤
爆力运搬空场法	中条山胡家峪 (五中段7°矿体)	1~13 平均 5~6	44~55	大理岩含铜 $f=8\sim10$ 中等稳定	大理岩 $f=8\sim10$ 稳定	黑色片岩 $f=4\sim6$ 不稳定	中深孔 (扇形)	YZ-90	9.5	10.4 (矿房指标)	①
	龙烟铁矿	4~10	25~45	沉积铁矿 $f=8\sim15$ 稳定	黑色页岩 中等稳定	黑色页岩 中 稳	中深孔	YG-80	16.1	12.9	④
	苏联: Милыгемск 多金属矿	4~12	30~55	多金属矿床 $f=10\sim14$ 稳定	白云岩 石灰岩 稳 定	白云岩等 $f=10\sim14$ 稳固	中深孔	KC-50 配台架	16.5	7 (70年代指标)	④
沿走向连续退 采分段空场法 (洪峰式)	特里普卡铅锌矿 (南斯拉夫)	平均 15~20	40~45						10~12	20~30	⑤
连续式分段空 场采矿法	赞比亚 Mufulira 铜矿	平均 9~12	30~35						16	13~18	
阶段矿房法	红透山铜矿	1° 33° 矿体 50	50~80	黑云母片麻岩 含 铜 $f=8\sim10$	黑云母片麻岩, 稳 定 $f=12\sim14$	片麻岩 稳 定 $f=12\sim14$	深 孔 (水平 扇形)	BA-100 钻机	20~25	18~20	①

续表

采矿方法	矿山名称	矿体开采条件			围岩条件		落矿方式与设备		矿石损失与贫化		资料来源
		矿体厚度 (m)	倾角 (°)	矿石稳定性	上盘	下盘	方式	设备	损失率 (%)	贫化率 (%)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
阶段矿房法	锦屏磷矿 (留矿)	5~25 平均 15	55~65 平均60	磷矿床 $f=6\sim10$ 中等稳定	大理岩 $f=7$ 中等稳定	大理岩 $f=7$ 中等稳定	深孔	YQ-100	11.1	15.4	③ (矿房指标)
	河北寿王坟铜矿	大矿体平均 30 一般 10~40	50~80 少数 20~30	黄铜矿、辉铜 矿, 稳定 $f=10\sim18$	石灰岩大 理岩 $f=13\sim15$ 稳定	花岗闪长岩 $f=10\sim14$ 极稳定	深孔 (水平 扇形)	YQ-100 潜孔钻	9.97 (矿房指标)	14.5	① ⑥
	大吉山钨矿 (密集脉采区)	单脉: 0.01~3 平均 0.4	65~85	黑钨石英脉稳定 $f=10\sim12$	浅变质砂板岩 稳定 $f=8\sim14$	闪长岩 $f=8\sim14$ 稳定	深孔 (水平 扇形)	BA-100 钻机	10~15	86	②
普通浅孔留矿法	八家子铅锌矿	0.4~13.3	40~85	铅锌矿 中等稳定	中等稳定	中等稳定	浅孔		矿房: 3.6 矿房: 18.8 (1983年指标)		①
	桓仁铅锌矿	平均 1.5~3	平均 60~70	砂卡岩含矿 $f=8\sim12$ 稳定	石灰岩 $f=10\sim13$ 稳定	闪长岩 $f=10\sim13$ 稳定	浅孔		2.5	22	
	华铜铜矿	3~50	20~80	铜矿体 稳定	稳定	稳定	浅孔		5~10	16~18	③ (矿房指标)
	天宝山铅锌矿 (立山坑)	17°脉 2~5 10~30	55~70	接触变质多金属矿 稳定 $f=8\sim10$	大理岩 $f=6\sim7$ 中等稳定	角闪岩 $f=6\sim7$ 中等稳定	浅孔	YT-25 YSP-45	3~5	16~20	⑤ (矿房指标)
	夹皮沟二道沟 金矿	2°脉幅宽平均 1.0~1.8 5°脉幅宽 6.15	>60	多金属石英脉 含金 中等稳定	蚀变片麻岩 角闪岩 中等稳定	片麻岩 角闪岩 不稳定	浅孔		9.83	19.35	④ (55个矿块平均值)

续表

采矿方法	矿山名称	矿体开采条件			围岩条件		落矿方式与设备		矿石损失与贫化		资料来源
		矿体厚度 (m)	倾角 (°)	矿石稳定性	上盘	下盘	方式	设备	损失率 (%)	贫化率 (%)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
极薄矿脉浅孔 留矿法	西华山钨矿	脉厚 0.1~3.5 平均 0.38	75~85	脉钨矿床 稳定	花岗岩 变质岩 稳定	花岗岩 变质岩 稳定	浅孔		5.96 (1975年~1983年平均)	79.9	⑦
	瑶岗仙钨矿	脉厚最大: 1.5 平均, 0.15~0.5	70~85	石英脉钨矿 $f=8\sim10$ 稳定	石英砂岩 $f=10\sim12$ 稳定	花岗岩 $f=10\sim12$ 稳定	浅孔		11.8 (1980年~1984年平均)	74	⑦
	大吉山钨矿	单脉厚 0.01~3 平均 0.4	65~80	含钨石英脉 $f=18\sim14$ 稳定	砂板岩 闪长岩 稳定	砂板岩 闪长岩 花岗岩等 稳定	浅孔		3.96 (1975~1983年平均)	87.25	
	盘古山钨矿	脉厚 0.1~2.35 平均 0.17~0.39	80~90	黑钨石英脉 稳定	花岗岩及变 质岩 稳定	花岗岩 变质岩 稳定	浅孔		6.2 (1983年指标)	69.4	
	荔坪钨矿 (半边山坑)	脉厚 0.21~0.38	80~90	石英大脉型 钨矿 中等稳定	花岗岩与变 质砂板岩 稳定性差	花岗岩、变质 砂板岩 节理发育	浅孔		5.7 (1983年生产指标)	41	

注: 资料来源代号注释见表 2-14-6 表下注。

崩落采矿法矿山损失、贫化指标

表 2-14-5

采矿方法	矿山名称	矿体开采条件			围岩条件		落矿方式与设备		矿石损失与贫化		资料来源
		矿体厚度 (m)	倾角 (°)	矿石稳定性	上盘	下盘	方式	设备	损失率 (%)	贫化率 (%)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
整式崩落法	龙烟庞家堡铁矿 (1 ^号 采区)	1层 1.4~3.5 2层 0.8~1.2 3层 1.0	平均30	铁矿床 $f=6\sim15$ 中等稳定	页岩 $f=5\sim8$ 较差	石英岩 $f=12\sim18$ 稳定	浅孔	YT-25 01-30	26.4	4.6	①
	王村铝土矿 (东宝山矿区)	1~5.6 平均 2.4	10~18	硬质粘土, 层状, 中等稳定 $f=3\sim5$	粘土岩 铝土岩 $f=3\sim5$	砂岩 $f>5$ 稳定	浅孔	7655	17	5	⑧
	明水浅井铝土矿	0.8~2.68	5~10	硬质粘土层 $f=3\sim4$ 稳固	铁质泥岩 $f=3\sim4$ 稳定	粘土页岩 $f=3\sim4$ 不稳定	浅孔	7655	10	5	
	万山粘土矿	1~1.7	8~12	硬质粘土 $f=3\sim4$ 性脆不稳定	铁铝矾土 $f=6\sim8$ 不稳定	页岩 $f=4$ 不稳定	浅孔	7655	27.3	1~1.5	
	山东铝厂 501 铝土矿 (玉林矿)	1~1.7 平均1.44	平均13	铝土矿石 $f=5\sim12$ 较松软	粘土页岩 $f=4\sim5$ 不稳定	粘土页岩 $f=2\sim7$ 不稳定	浅孔	YT-25	17	17	⑨
	湘潭锰矿	1~3.5	<30	锰矿石 $f=3\sim7$ 不稳定	页岩 $f=1\sim2$ 不稳定	页岩 $f=7$ 中等稳定	浅孔		3~10 (70年代矿房指标)	4~4.5	⑩
分层崩落法	湘潭锰矿 (双侧进路回采)	>2~3 最大 14	>30	锰矿 $f=3\sim7$ 不稳定	页岩 $f=1\sim2$ 很不稳定	线状页岩 $f=7$ 稳定	浅孔	-	3~5	4~5.5	
	云锡马拉格矿 (柔性假顶)	3~15	30~80	土状氧化矿 $f=2\sim3$ 松软不稳	砂化大理岩 $f=7\sim8$ 节理发育	大理岩 $f=7\sim8$ 不够稳定	浅孔	YT-25	4~8	6~8	⑪

续表

采矿方法	矿山名称	矿体开采条件			围岩条件		落矿方式与设备		矿石损失与贫化		资料来源
		矿体厚度 (m)	倾角 (°)	矿石稳定性	上盘	下盘	方式	设备	损失率 (%)	贫化率 (%)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
分层崩落法	会泽矿山厂 铅锌矿	平均 6	20~35	土状及块状矿 $f=1\sim3\sim6$ 块状中稳	白云岩 $f=6\sim8$ 不稳定	石灰岩 白云岩 $f=6\sim8$ 不稳定	浅孔	YT-25 01-30	10.75 (1980~1984年平均)	12.97	①
	武山铜矿 (钢筋混凝土 假顶试验)	平均 10	60~70	矿石松散破碎 不稳定	风化花岗岩 极不稳定	石英砂岩 稳定	浅孔	YT-25	2.34 (1985年试验指标)	13.93	
	云锦老厂锡矿 (胜利坑)	1~20 最厚>30	10~20 60~70	层间氧化矿 $f=2\sim3$ 不稳定	大理岩 $f=4$ 不稳	大理岩 风化、节理发育 $f=7\sim8$ 不稳定、中稳	浅孔	YT-25	3.2 (60~70年代指标)	2.7	②
有底柱分段崩落法	易门铜矿狮 山分矿	3.5~52 平均 25~30	60~85	沉积变质矿 $f=4\sim6$ 不稳定	青灰色白云岩 $f=6\sim8$ 中等稳定	泥质白云岩 板岩互层 $f=4\sim6$ 不稳定	深孔 (扇形)	YQ-100	9.47 (1966~1980年平均)	26.5	①
	易门铜矿狮 山分矿	10~80 厚40~50 (东部、中部)	64~82	白云岩含铜 $f=4\sim6$ 不稳定	板岩 $f=4$ 破碎不稳	白云岩 $f=6\sim8$ 中等稳定	深孔 (水平 扇形)	反修-100 YQ-100	13.51 (1978~1984年平均)	23.88	⑧
	中条山胡家峪矿 (南和沟矿)	3°, 10~15 平均 9.0	35~45	砂化大理岩含矿 $f=8\sim10$ 中等稳定	大理岩 $f=4\sim6$ 节理发育 不稳定	片岩 $f=6\sim8$ 中等稳定	中深孔 (垂直 扇形)	YGZ-90	10.14 (1975~1984年平均)	20.5	①
	中条山魏子沟矿 (2°矿体)	水平厚30~60 个别 100 平均 15~20	30~45	砂化大理岩含矿 $f=8\sim12$ 中等稳定	黑色片岩 大理岩 $f=6\sim8$ 不稳固	黑色片岩 $f=6\sim8$ 不稳固	中深孔 (垂直 扇形)	YGZ-90	19.95 (1972~1984年350个 矿块平均值)	31	

续表

采矿方法	矿山名称	矿体开采条件			围岩条件		落矿方式与设备		矿石损失与贫化		资料来源
		矿体厚度 (m)	倾角 (°)	矿石稳定性	上盘	下盘	方式	设备	损失率 (%)	贫化率 (%)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
有底柱分段崩落法	锦屏磷矿 (东山区)	6~50	50~80	云母片岩含矿 $f=4\sim8$ 中等稳定	大理岩 $f=8\sim10$ 中等稳定	云母片岩 $f=6\sim10$ 中稳~不稳	深孔 (倾斜 扇形)	YQ-100	18	24 (近期综合指标)	③
	莱芜铁矿马庄 分矿	水平厚 2~50 一般 8~12	30~45 或 60~80	铁矿石 中等稳固	大理岩 $f=6\sim8$ 破碎不稳	蚀变闪长岩 已风化 不稳固	中深孔 (垂直 扇形)	YG-80 YG-40	20~25 (1981~1983年平均)	<30	⑫
	云锡松树脚锡矿	8~10 最大 30	10~30	砂卡岩含矿 $f=10$ 稳定	大理岩 $f=8$ 稳固	砂卡岩, 花岗 岩风化 不稳固	中深孔 (垂直 扇形)	YG-40 YG-80	17.1 (1971~1979平均) (按已结束采场统计)	22.7	①
	铜陵松树山矿 (火区)	水平厚 2~58 平均 10~25	17~45 平均30	砂卡岩型铜矿 $f=3\sim8$ 中等稳定	风化大理岩 $f=3\sim4$ 不稳定	层状角闪岩 $f=5\sim7$ 中等稳定	中深孔 (深孔)	01-45 YQ-100	18.07 (1959~1982年平均)	19.9	
无底柱分段崩落法	大庙铁矿	26° 平均 40~60 24° 10~15	80~90 80~90	钒钛磁铁矿 $f=9\sim13$ 中等稳定	辉长岩 $f=9\sim12$ 中稳	辉长岩 $f=9\sim12$ 中稳	中深孔 (垂直 扇形)	Simba- 11R 台车配 BBC- 120F YG-80	14.46 (1980~1984年平均)	24.92	① ⑦
	梅山铁矿	最大 293 平均 147	20~60 平均48	磁铁矿赤铁矿 $f=9\sim15$ 稳固	安山岩 $f=2\sim5\sim7$ 破碎不稳	辉长闪长 玢岩 $f=6\sim8$ 中稳	中深孔 (垂直 扇形)	CZZ- 700 台车 YGZ-80	23.95 (1976~1984年平均)	18.32	

续表

采矿方法	矿山名称	矿体开采条件			围岩条件		落矿方式与设备		矿石损失与贫化		资料来源
		矿体厚度 (m)	倾角 (°)	矿石稳定性	上盘	下盘	方式	设备	损失率 (%)	贫化率 (%)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
无底柱分段崩落法	程潮铁矿	2° 23~54 平均 20	46	矿石节理发育 上部多数呈粉 矿 不稳定 $f=2\sim6$ (粉矿) $f=7\sim8$ (块矿)	花岗闪长岩 大理岩 $f=9\sim13$ 稳固	花岗岩 砂卡岩 $f=13\sim15$ 稳定	中深孔	CZZ-700型 台车配 YG-80 Simba-11R 等	10.5	31.8	① ①
	向山硫铁矿	水平厚 150~200	20	块状黄铁矿 $f=4\sim6$ 破碎、不稳定	硬灰岩 $f=4\sim6$ 中等稳定 ~不稳定	安山岩 $f=4\sim6$ 中等稳定	中深孔	YG-80 61-45	24.2	12.91 (空场条件下) (1980~1983年平均)	
	符山铁矿	平均 20~40	40~50	砂卡岩型矿 中等稳定 $f=8$	闪长岩 $f=10\sim14$ 稳定	大理岩 结晶灰岩 $f=6\sim7$ 中等稳定	中深孔	CZZ-700型 台车配 YG-80	25.7	15.5 (1979年指标)	
	加拿大 Craigmont 铜矿	平均 45	急倾斜	浸染铜铁矿床 中等稳定	杂砂岩 闪长岩 安山岩 不稳定	杂砂岩 闪长岩等 不稳定	中深孔 (垂直 扇形)	Simba-26型 台车 G·D台车	横向: 8 纵向: 18	34 22	②
高墙无底柱 分段崩落法	寿王坟铜矿 (下一中段)	2° 30~50 (铁开采区)	>80	蛇纹石磁铁矿 $f=8\sim16$ 稳定	白云质灰岩 $f=8\sim10$ 中等稳定	花岗闪长岩 $f=10\sim12$ 稳定	中深孔 深孔	YG-80 YQ-100	15	15~20 (正常年份平均)	① ⑤

续表

采矿方法	矿山名称	矿体开采条件			围岩条件		落矿方式与设备		矿石损失与贫化		资料来源
		矿体厚度 (m)	倾角 (°)	矿石稳定性	上盘	下盘	方式	设备	损失率 (%)	贫化率 (%)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
阶段强制崩落法	小寺沟矿 (分段崩落 阶段崩落)	平均 40	65~80 最小45	蚀变灰岩含铜 矿床 $f=8\sim12$ 中等稳定	石英=长岩及 =长斑岩 $f=8\sim12$ 稳定	大理岩、石英= 长斑岩 $f=10\sim14$ 稳定	深孔	YQ-100	15~20 (近年平均值)	25	① ⑧
	桃林铅锌矿	平均 10~15	30~50	接触带矿床 $f=7\sim9$ 中等稳定	千枚状页岩 板岩 $f=3\sim5$ 不稳定	角砾状石英岩 $f=10\sim12$ 稳定	中深孔 (水平 扇形)	YGZ-90 YG-80	20 (综合平均)	30	①
	铜陵狮子山 铜矿 (东7°矿)	平均 4~19 最大 43	70~80 一般 30~50	砂卡岩型铜矿 $f=12\sim14$ 稳固	大理岩, 闪长岩 $f=8\sim16$ 稳固	砂卡岩 大理岩 $f=11\sim16$ 稳固	中深孔 深孔	YG-80 BA-100	12~18 (综合平均)	24	
分段留矿崩落 采矿法	南京凤凰山铁矿 (-150米阶段 试验矿块)	最大 90 最小 6 (变化大)	3~75 (变化大)	赤铁矿 $f=10\sim13$ 中稳~不稳	砂页岩, 泥灰岩 $f=4\sim6$ 层节理发育 不稳固	闪长岩 $f=6\sim10$ 中等稳固	中深孔 (垂直 扇形)	YG-80	23.07 (回采率 76.93%)	14.06	⑤
	瑞典 Kiruna 铁矿 (试验采场)	20~200 平均 90	50~70	厚大磷灰岩 细粒磁铁矿 稳固	石英角闪岩 稳固	石英正长斑岩 稳固	中深孔 (垂直 扇形)	Simba-22 Simba-24 台车配液 压凿岩机	20	10~15 (原来是 20~30)	①

充填采矿法矿山损失、贫化指标

表 2-14-6

采矿方法	矿山名称	矿体开采条件			围岩条件		落矿方式与设备		矿石损失与贫化		资料来源
		矿体厚度 (m)	倾角 (°)	矿石稳定性	上盘	下盘	方式	设备	损失率 (%)	贫化率 (%)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
干式充填法	黄沙坪铅锌矿 (东部)	0.5~70 平均6~8	40~50	铅锌矿石 $f=8\sim12$ 局部 $f=3\sim5$ 中等稳固	灰岩、局部 页岩。 $f=6\sim10$ 中等稳固	灰岩 $f=8\sim10$ 中等稳固	浅孔	YSP-45	2~3 (矿房)	17~23 (矿房、 柱综合)	⑭
	湘西钨矿 (削壁充填法)	平均 0.5	平均26	石英脉含矿 $f=8\sim10$ 中等稳固	紫红色板岩、 破碎 $f=4\sim5$ 不稳固	紫色板岩 $f=4\sim5$ 不稳固	浅孔		6~9 (矿房回采指标)	5~20	⑩
下向水平分层尾矿 (水砂)充填法	黄沙坪铅锌矿 (5° 矿体)	4~12 变化大	30~75	铅 锌 矿 $f=4\sim5$ 破碎不稳固	不 稳 固 (灰岩、局部 页岩)	不 稳 固 (灰岩、节理 发育)	浅孔		5 (矿房指标)	8	⑮
上向水平分层 充填法	铜绿山铜矿 (水碎磁充填料)	15~50	50~75	铜 矿 石 $f=4\sim5$ 破碎不稳固	中等稳固	一般稳固 局部较差 易 冒 落	浅孔		19.2 (矿房指标)	3.7	⑪
点柱上向水平 分层充填法	凤凰山铜矿 (全尾砂充填料)	5° 平均25 局部 40 2° 平均 35 局部 60	平均 80~85	矿石稳固 $f=8\sim12$ 极稳 $f=20\sim26$	花岗闪长岩 $f=6$ 破碎不稳	大理岩 $f=12$ 稳固	浅孔	YT-25	15.9 (1979年矿房回采)	8~9.6	①
上向水平分层 充填法	红透山铜矿 (全尾砂)	1° 10~20 最后 52	50~80 平均70	铜 矿 石 $f=8\sim10$ 稳固	黑云母片 麻岩, 稳固 $f=12\sim14$	黑云母片 麻岩, 稳固 $f=12\sim14$	浅孔	01~45 YSP-45	矿房 9.5 矿柱10.6 (1976~1980年平均)	矿房 21 矿柱 7	
长壁式分条 充填法	湘潭锰矿 (水砂)	1.8~2.5 局部 11	平均47 最大85 上缓	锰 矿 石 $f=5\sim6$ 不稳固	叶 片 状 页 岩 极不稳固	黑色页岩 不稳固	浅孔		5~8 (近期指标)	7~9	⑫

续表

采矿方法	矿山名称	矿体开采条件			围岩条件		落矿方式与设备		矿石损失与贫化		资料来源
		矿体厚度 (m)	倾角 (°)	矿石稳定性	上盘	下盘	方式	设备	损失率 (%)	贫化率 (%)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
上向分层及 下向进路式胶结 充填法	金川龙首 铜镍矿	富矿平均, 20~30 盲矿: 50~100	上盘 70~80 下盘 60~80	硫化铜镍矿 $f=6\sim8$ 中等稳定	纯橄辉岩, $f=4\sim6$ 稳定性差	二辉橄辉岩 $f=4\sim6$ 极不稳定	浅孔	01~30 YT-25	4.61	6.7 (1984年综合指标)	① ⑦
上向水平分层 胶结充填法	焦家金矿	1° 3.5	40~60 上陡, 下缓	蚀变花岗岩型 金矿 中等稳固	绢云母角 闪岩, 很破碎 不稳固	黄铁矿化 节理发育 破碎 不稳固	浅孔	7655	矿房 7.4 矿柱 10.1	矿房 11.9 矿柱 5.7	
上向水平分层 胶结与尾砂充填法 (矿房用胶结, 矿 柱用尾砂, 或反之)	凡口铅锌矿 金星岭 狮岭	10~120 10~60	40~63 15~60	铅锌矿床 $f=8\sim10$ 稳固	灰岩、局部 为泥质灰岩 不稳固	石灰岩 $f=6\sim12$ 稳固	中深孔 浅孔	CTC- 120台车 YG- 70A YT-30	5.58	12.4 (按已结束采场计算)	①
上向水平分层 充填	锡矿山锡矿 (南矿)	1~20 平均 4~6	10~20	硫化锡矿 $f=12\sim16$ 中等稳固	砂化灰岩 $f=12\sim18$ 稳固	砂化灰岩 $f=12\sim18$ 稳固	浅孔	01~45	16.21	10	
上向分段充填法 (先采矿柱, 后 采矿房。矿柱用水 砂, 矿房用胶结)	芬兰 Outokumpu 铜矿	0~40 平均 8.0	0~70 多数, 0~30	铜矿石 中等稳固~ 不稳固	页岩、石英岩。 不稳固到 中等稳固	页岩, 石英岩 不稳固到 中等稳固	深孔 (下向 扇形)		3~5	10 (70年代指标)	②
上向水平分层 充填法	瑞典 Rensstrom (尾砂及天然砂)	8~12 (西部矿体)	85~90	铜锌矿 中等稳固	硅化岩及页岩 中等稳固	硅化岩及页岩 中等稳固	浅孔	H85型 双机台车 配BBC- 120F COPP- 90ED 凿岩机	< 6	5	①

续表

采矿方法	矿山名称	矿体开采条件			围岩条件		落矿方式与设备		矿石损失与贫化		资料来源
		矿体厚度 (m)	倾角 (°)	矿石稳定性	上盘	下盘	方式	设备	损失率 (%)	贫化率 (%)	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
垂直深孔球状 药包后退式采矿法 (VCR法)	凡口铅锌矿 (金星岭、新岭 试验采场)	30~40 (金星岭 1° 2° 采场)	60	铅锌矿床 中等稳定	花斑状、条带状 灰岩 中等稳定	花斑状、条带状 灰岩 中等稳定	深孔 (下平行)	ROC- 306	3.3	8.4	②③
	White Horse 铜矿 (加拿大工业 有限公司)			铜矿体 中等稳定			深孔 (下向 扇形)	TRW LHD6型	22	19	
	Birchtree 矿 (加拿大国际 镍公司)	83° 矿体 (1300水平) 3~12	83号采场 70	块状和浸染状 磁黄铁矿 镍黄铁矿	黑云母片麻岩 中稳~不稳	含铁石英岩 稳定	深孔 (下向 扇形) 孔径 142mm	潜孔钻机	4 (金属回采率 96%)	23	
										(系矿房指标)	④

注：本表资料来源可分几类，一类为各设计院的调查及考察的资料，其中 ① 为昆明冶金设计研究院，② 为长沙黑色冶金矿山设计研究院，③ 为连云港化工矿山设计研究院，④ 为马鞍山钢铁设计研究院，⑤ 为沈阳铝业设计研究院，⑥ 四川省冶金设计院，⑦ 山东冶金设计院，⑧ 吉林冶金设计院，⑨ 湖南冶金设计院，⑩ 新疆冶金设计院，⑪ 为马鞍山钢铁设计研究院，⑫ 为沈阳铝业设计研究院，⑬ 四川省冶金设计院，⑭ 山东冶金设计院，⑮ 吉林冶金设计院，⑯ 湖南冶金设计院，⑰ 新疆冶金设计院。第二类为会议论文及业务建设资料，其中 ④ 为全国空场法讨论会论文（1991年），⑤ 全国冶金矿山损失、贫化会议论文（1983年），⑥ 长沙有色冶金设计研究院《地下采矿法图册》，1975年，⑦ 冶金矿山地下生产能力确定，⑧ 采矿情报网《关于充填法矿山调查报告》，1981年，⑨ 长沙矿山研究院、北京矿冶研究总院、凡口铅锌矿合译的论文集，1983年，⑩ 为衡阳第四设计院矿业技术情报23期。第三类为有关主管部门的统计资料，⑪ 为冶金工业部有色金属统计资料（历年），⑫ 夹皮沟二道沟金矿1984年生产总结，其余 ⑬ 为长沙矿山研究院、云南丰定铜矿试验报告，1983年，⑭ 南京凤凰山分段留矿崩落法试验设计资料，1984年，⑮ ⑯ ⑰ ⑱ 分别为《有色矿山》1985. 5, 1983. 6, 1983. 9, 1978. 6, ⑮、⑯ 分别为《有色金属》1985. 4, 1984. 2。

(3) 开采顺序选择不恰当造成大量矿石损失与贫化,如杨家杖子岭前矿北06号矿体,中部小背斜轴部的构造应力最为集中,矿山原采用由两侧向轴部后退回采的顺序,当开采后期接近轴部时即出现明显的地压活动,使采切巷道及炮孔产生严重变形、垮塌,损失贫化随之增大。下阶段改变了开采顺序,获得了较好的效果。一些矿山采富丢贫,采大丢小,造成多阶段作业,开采顺序混乱,使一些可以回收的边角矿体、小矿体,大量损失,或造成压矿而不能回收。

(4) 空区处理及矿柱回采不及时:据1983年对全国28个矿山的不完全调查统计表明,由于空区未及时处理造成的损失是:铜金属1292t,铅锌矿石112.1万t,钨金属1460t。另外矿柱未及时回采造成矿量积压。据调查,40个矿山积压矿量约为3000万t,这些矿柱开采条件恶劣,属难采矿量。

(5) 生产管理不善,规章制度不健全或执行不认真。

14.4 降低矿石损失贫化的措施

降低矿石损失贫化,必须从地质、设计、管理等方面采取综合措施才能取得良好效果。

(1) 加强地质勘探及研究工作,认真弄清矿床赋存规律及开采技术条件,给设计及生产提供比较确切的,有关矿体的产状、形态、空间分布情况、储量及品位变化规律等资料,使采矿方法及工艺选择切合矿山实际。

(2) 加强矿山岩体力学方面的研究与测定工作,为设计与生产提出有关的指标及数据,使采场布置形式、矿房面积、矿柱尺寸、支护型式的计算,矿房回采地压管理等工作建立在科学的基础上;并为设计新的采矿方法及工艺提供较确切的数据。

(3) 在基建及生产过程中应加强生产探矿及矿体的二次圈定工作,使采准、切割、落矿等工程设计建立在比较可靠的地质资料基础上。

(4) 设计中正确选择和应用采矿方法及其布置形式、结构参数和工艺过程等,这是降低矿石开采损失贫化的关键。

选择崩落法时,在无底柱情况下应尽量采取菱形布置采准,并加强放矿试验研究,设置快速分析等监测装置,以便及时掌握出矿品位变化情况,指导放矿工作。使用崩落法时,应注意地表地形及覆盖物的影响,对可能产生的黄泥贯入及地表滚石危害情况应纳入矿山总体设计中考虑,并采取有效的防范措施。采用其它方法时,应正确确定矿房、矿柱尺寸。在条件允许时,应尽量加大矿房尺寸减小矿柱损失;提高凿岩爆破施工质量,保证按设计要求施工。实行均匀顺序放矿,特别是大量崩落法放矿,必须按编制的放矿图表进行。有发火,大量涌水可能的矿山应尽量采用能够有效防止发火及大量涌水的采矿方法及其它有效的措施。

(5) 开采设计中应合理确定开采顺序,如因故必须先采下部富矿时,设计中应有充分措施,保护上部矿体不受破坏。

(6) 采空区的处理及矿柱回采应纳入矿山开采设计中。同时还应注意:在确定采矿方法矿块尺寸时,应尽量避免在厚大、品位高的地段留永久矿柱。正确选择矿柱回采方法与工艺,尽量减少矿柱回采的损失与贫化。

(7) 生产中应加强矿山生产管理,建立健全有关的规章制度是降低损失贫化的重要

因素。为此,必须认真抓好如下工作:建立专门机构对矿石开采损失贫化进行经常性的监测、管理与分析研究,并以采场为单元建立质量管理台帐及档案,严格控制出矿品位。编制和实施采掘并举、掘进先行的矿山采掘计划,搞好采探、采掘、采充等工作的协调。开采薄矿体(或极薄矿脉)时,应加强采幅及脉幅的控制与管理,加强分选工作。在矿岩不稳固或断层构造发育的矿山,生产中可采取“三强”的生产管理办法。实行奖励与质量挂钩的管理制度和以质量为中心的承包责任制。

(8) 随着生产的发展,科学的进步,随时总结经验,采用先进的采矿方法及工艺,这是改善矿山生产能力及提高矿石质量降低矿石损失的根本途径。

14.5 各种采矿方法损失与贫化推荐指标

在采矿方法设计中,对工业矿石的数量及质量回收、矿柱回采、采空区处理等方面,应在改进工艺的同时,认真贯彻资源保护法中的有关规定,防止资源浪费。

根据我国矿山多年生产的实践,在改进矿山生产工艺及管理工作的基础上,不断降低矿石开采的损失与贫化率、改善矿山技术经济效益的潜力是很大的,因此在矿山设计中,当采用大量崩落采矿法时,总回采率要求在80%左右,贫化率要求在20%以下,采用其它采矿方法时,总回采率要求在85~90%以上、贫化率要求在10~15%以下的可能性是存在的。

根据上述可能性并结合矿山生产现状及今后的发展,推荐各种采矿方法的损失与贫化指标如表2-14-7。

采矿方法损失贫化推荐指标

表 2-14-7

采矿方法	开采条件	损失率 (%)	贫化率 (%)	备 注
1	2	3	4	5
一、空场采矿法				
1. 全面法	倾斜,缓倾斜中厚及薄矿体	6~10	10~15	浅孔落矿
2. 普通房柱法	缓倾斜连续中厚矿体 缓倾斜不连续中厚矿体	15~20 5~10	8~10 8~10	矿柱不回采,浅孔落矿 围岩较稳固
3. 中深孔房柱法	缓倾斜中厚矿体	10~15 8~12	8~10 5~8	普通中孔落矿先拉顶预 控
4. 分段空场法	急倾斜厚矿体 倾斜中厚矿体	10~15 6~8	8~10 6~15	中深孔落矿靠力搬运
5. 阶段矿房法	急倾斜厚大矿体	10~15	15~20	深孔落矿
6. 留矿法	急倾斜薄到中厚矿体 急倾斜极薄矿脉 急倾斜极薄矿脉	8~15 5~8 8~10	8~10 60~70 60~55	普通浅孔留矿 混采,留矿柱 漏采,不留矿柱

续表

采矿方法	开采条件	损失率 (%)	贫化率 (%)	备 注
1	2	3	4	5
二、崩落采矿法				
1. 壁式崩落法	缓倾斜中厚以下矿体	10~17	5~7	浅孔落矿
2. 分层崩落法	缓倾斜中厚矿体	5~12	6~12	金属网假顶
	倾斜、急倾斜中厚矿体	5~8	5~8	柔性假顶
3. 有底柱分段崩落法	急倾斜厚大矿体	10~20	15~18	中深孔落矿
	缓倾斜厚矿体	10~20	15~20	中深孔落矿
	缓倾斜中厚矿体	15~20	15~25	单分段中孔落矿
4. 无底柱分段崩落法	急倾斜厚大矿体	15~18	15~20	中深孔
	缓倾斜厚大及倾斜中厚矿体	15~20	15~25	中深孔
5. 阶段强制崩落法	倾斜厚大矿体	15~20	15~25	深孔落矿
6. 阶段自然崩落法	厚大矿体	10~15	10~20	国外矿山资料
三、充填采矿法				
1. 上向水平分层充填法	急倾斜、倾斜中厚矿体 急倾斜、倾斜中厚矿体 厚大矿体 倾斜、急倾斜薄和极薄矿体	5~9 5~7 5~7 6~10	7~10 6~9 7~10 8~10	有混凝土隔墙垫层 矿房矿柱分别用胶结与尾砂 极薄矿体实际贫化较大
干式充填				
胶结充填				
胶结与尾砂充填				
削壁胶结充填	倾斜、急倾斜薄和极薄矿体	6~10	8~10	
2. 点柱充填法	急倾斜厚大、缓倾斜中厚矿体 (尾砂充填)	15~20	5~7 7~10	有胶结面时 无胶结面时
3. 下向水平分层充填法	急倾斜、缓倾斜中厚及厚矿体 (胶结)	4~6	5~7	进路式回采
4. 壁式充填法	缓倾斜中厚矿体薄及极薄矿脉	5~8	7~9	进路回采，壁式推进 (水砂) 削壁胶结 (实际贫化较大)
		4~6	8~10	
5. 垂直深孔球形药包后退式采矿法 (即VCR法)	急倾斜、倾斜厚矿体	5~7	8~10	胶结充填矿房及矿柱

注：1. 当矿体和围岩条件与开采条件适合时取下限，反之取上限。

2. 上述指标指采场 (包括矿房、矿柱) 回采综合指标；

3. 表中房柱法与点柱充填法指标系矿房指标，不包括矿柱。

第十五章 基建及采掘(或回采)进度计划的编制

责任编写单位 南昌有色冶金设计研究院

参加编写单位 有色金属工业总公司基建部

长沙黑色冶金矿山设计研究院

编写人 胡光炎 方开栋 李定欧

为了保证矿山按计划有步骤地投入生产,投产后能连续均衡地进行生产,设计中必须编制基建及采掘(或回采)进度计划。

基建进度计划一般是从矿山基建井巷工程掘进破土那一年开始,一直编制到投产或矿山达到设计规模时(投产到达产之间需要掘进部分基建井巷时)为止。

采掘(或回采)进度计划一般从矿山投产那年开始,一直编制到矿山达到设计规模以后3~5年为止。

基建进度计划和采掘(或回采)进度计划分开编制,特殊情况下可将二者编在一起。

15.1 基建进度计划编制原则

15.1.1 基建工程量的确定

矿山投入生产时必须形成完善的开拓、运输、提升、通风、排水……等系统和机修、防火、安全……等井下辅助设施;矿山投产、达产后保有规定的三级矿量;并使开拓、生产探矿、采准切割和回采各个工序之间保持合理的超前关系。

15.1.2 尽可能缩短基建时间

当明确规定了矿山投产、达产日期时,基建进度计划的安排应充分发挥技术可能,采取各种切实可行的措施,如采用快速掘进的工作组织,必要时开凿临时措施井巷工程,增加工作面数来加快矿山基建速度,保证矿山按期投产;在没有明显规定投产期限的矿山,也应在技术可能,经济合理的前提下,尽可能缩短基建期限,使矿山尽早建成投产。

15.1.3 选用切实可行的技术定额

编制基建进度计划以前必须掌握国内外类似矿山的技术定额资料,结合设计矿山的开采技术条件,进行分析对比,选定在现阶段通过努力可以达到的技术定额指标。

15.1.4 保持基建期工作量基本均衡

在保证关键性工程(如竖井、斜井、主平硐、主要运输巷道、通风天井和风井……等)按计划完成的前提下,采取措施,调整工作面的数目,使矿山整个基建期内,逐年、

逐季、逐月所完成工程量以及同时进行工作的基建井巷工作面所开动凿岩机台班数量，基本保持均衡。

15.2 基建进度计划的编制

15.2.1 编制基建进度计划所需要的基础资料

- (1) 国家和企业对矿山投产、达产时间的要求；
- (2) 设计中确定的开拓、基建探矿、采准、切割……等井巷工程量；
- (3) 设计的开拓、通风系统和回采顺序；
- (4) 矿山生产能力；
- (5) 阶段、矿体或采区的矿石工业储量；
- (6) 基建井巷断面图；
- (7) 设计的阶段、副阶段平面布置图和采矿方法图；
- (8) 主要井筒地质剖面图；
- (9) 设计采用的井巷成井成巷定额和施工准备时间、设备安装时间；
- (10) 涌水量大的矿山疏干方案；
- (11) 基建时间所采用的工作制度及劳动组织；
- (12) 对改建、扩建矿山，还需要现有井巷工程图纸资料（阶段平面图，开拓、通风系统图）等。

15.2.2 基建进度计划编制方法及应注意的问题

15.2.2.1 基建进度计划编制方法

基建进度计划的编制通常采用表格形式，并结合必要的文字说明。表的内容设计者可根据设计矿山的具体情况和需要考虑增加或减少，但要简单明了和通俗易懂。

基建进度计划表中应对所在属于基建时期的开拓、探矿、采准、切割等工程，安排其进度计划。对于在达到设计规模前必须完成的开拓工程应按较详细的分项工程（单个井筒、天井、石门、平巷等独立工作面）安排其施工进度计划；对基建期间的基建探矿、采准、切割工程量则按不同阶段列出其施工进度计划。

基建进度计划表，一般是按月或季度进行编制。

在说明书中，一般应说明的内容是：

- (1) 编制基建进度计划依据的文件：如批准的设计任务书（或可行性研究报告）及其确定的矿山规模、基建开始时间，投产、达产时间……等；
- (2) 矿山同时进行回采、采准工作的区段数、阶段数和采掘顺序；
- (3) 矿山基建范围及基建井巷工程量，主要基建工程项目（主井、主平硐、副井、溜矿井、通风井、充填井、主要运输巷道、石门、硐室……等）的工程地质和水文地质条件，施工方法和施工顺序，支护方法及数量，井巷施工进度指标及其依据。当采用特殊施工方法时各种作业的方法、顺序、设备、循环组织和要求等；
- (4) 矿山基建期间，同时进行工作的坑道工作面数或同时作业的凿岩机台、班数，逐年完成的基建井巷工程量；

(5) 矿山投产标准, 投产达产时保有的贮备矿量, 基建副产矿石量;

(6) 加速基建进度的措施……等。

15.2.2.2 编制基建进度计划应注意的问题

(1) 在安排各项基建工程进度时, 要考虑施工前准备时间, 如场地平整、地形及补充地质勘察等;

(2) 应首先安排计划中关键性和控制性的井巷工程(如竖井、斜井、主平硐、主要运输巷道、贯通运输水平、通风水平的天井和通风井等); 为加速基建进度, 可根据具体条件和要求, 开凿临时措施井巷工程, 适当增加掘进工作面数; 为使工作量基本保持平衡, 可以把一些次要巷道、天井、硐室等, 作为备用工作面;

(3) 如果基建工程的施工由矿山自行承担, 矿山缺乏施工经验, 施工初期工作组织又不够完善, 则井巷施工进度定额可降低20%左右;

(4) 对新建矿山或选用矿山没有使用过的采矿方法作为主要采矿方法时, 应在基建期间安排采矿方法试验或试采时间;

(5) 对井下涌水量大的矿山, 需要考虑疏干时间;

(6) 对需要定购或研制施工设备方能进行施工的矿山, 要考虑设备制造和设备到货时间。

15.2.3 基建进度计划的表格形式

进度计划见表2-15-1至表2-15-2。基建期开拓、采准、切割工程量及三材消耗量见表2-15-3。

15.3 三级矿量、矿山基建工程量及投产标准

15.3.1 三 级 矿 量

矿山正常生产中, 必须保持一定的生产矿量, 按开采准备程度分为开拓、采准及备采矿量。

15.3.1.1 开拓矿量

开拓矿量是设计可采工业储量的一部分, 凡按设计所规定开拓系统中的井巷(如主竖井、主斜井、主平硐、主溜井、主要通风井、主充填井和排水井; 石门、井底车场、阶段主运输巷道、专用通风平巷、排水平巷和充填平巷; 井下中央变电所、主要水泵房、水仓、破碎机硐室、地下炸药库、电机车库、凿岩机修理室、等候室、医务室、主要信号硐室、防水门、采区变电所、主要风门硐室、防火仓库及与硐室有关的附属工程等)已开凿完毕, 形成了完整的开拓、提升、运输、通风、防排水系统, 和采准工作以前需进行的生产探矿工程, 在此范围内所控制的矿量称为开拓矿量。

凡为保护地面河床、建筑物、运输线路及地下重要工程如竖井、斜井、平巷等所划定的在保护期限内不能回收的各种保安矿柱矿量不能算作开拓矿量。只在废除上述保护物或允许进行回采时, 方可列入开拓矿量。

矿 山 基 建 进

序 号	名 称	支 护 材 料 量			工 程 量		每月进尺 (m或m³)	完成该工 程量所需 时 间 (月)	19××年		
		木 材 (m³)	混凝土 (m³)	钢 材 kg	长 度 (m)	体 积 (m³)			一 季 度		
									1	2	3
1	竖井、斜井、溜井										
2	主 平 硐									m或m³ 凿岩机台数	
3	：										
4	××米阶段										
5	一、开拓工程										
6	1.石门										
7	2.××硐室										
8	...										
9	二、基建采准工程										
10	三、基建切割工程										
11	四、基建探矿工程										
12	小 计										
13	××米阶段										
14	一、开拓工程										
15	：										
16	小 计										
17	总 计										
18	年开拓工程量	(m³)									
19	年基建采准工程量	(m³)									
20	年基建切割工程量	(m³)									
21	年基建探矿工程量	(m³)									
22	同时工作凿岩机	(台或台班/日)									
23	年末保有三级矿量	开拓矿量(t)/采准矿量(t)/备采矿量(t)									
24	年三材消耗量	木材(m³)/混凝土(m³)/钢材(kg)									

某金铜矿基建

井巷名称	支护种类 及支护率 (%)	掘进断面 (m ²)	工程 量		台月选尺 (m)	完成该项 工作所需 时 间 (月)
			长 度 (m)	体 积 (m ³)		
主 井	喷混凝土100%	18.1	335	6350	35	10.2
风 井	喷混凝土10%	8.04	112	920	45	25
-40m车场及石门	喷混凝土10%		132	1405	80	1.7
通风平巷及石门	喷混凝土10%	4.95, 4.65	696	3298	80	5.1
-90m车场及石门	喷混凝土10%		110	1027	80	1.4
运输及穿脉平巷	喷混凝土10%	5.01, 4.72	695	3300	80	8.6
通风石门		4.65, 4.95	130	608	80	1.7
探矿平巷		4.72	500	2360	160/80	3.1
采区变电所			21	210	350	0.6
采准及切割工程			1712	6664	70	11.4
-130m车场及石门	喷混凝土10%		150	1301	80	1.9
运输及穿脉平巷	喷混凝土10%	5.01, 4.72	772	3668	80	5.1
坑内炸药库	喷混凝土100%		118	572	350	1.7
电机车及凿岩机修理间	喷混凝土100%		40	382	350	1.1
采准、切割工程			359	1382	70	3.6
-170m车场及石门	喷混凝土100%		160	1360	80	2
水泵房水仓等	喷混凝土	4.8~11.7	390	2436	30, 70	7.2
总 计			6432	37240		
年开拓工程量				m ³		
年基建采准工程量				m ³		
年基建切割工程量				m ³		
年基建探矿工程量				m ³		
同时工作凿岩机数				台		
年保有三级矿量			开拓矿量(t)/采准矿量(t)/备采矿量(t)			
年三材消耗量			木材(m ³)/混凝土(m ³)/钢材(kg)			

表 2-15-2

第一年												第二年												第三年											
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
						335/6350						主井地表安装与试车																							
112/920																																			
												132 m/1405m ³																							
												1台						576m/2736m ³						120m/562m ³											
												110/1027						2台-1台																	
												1台																							
						320/1519						375/1761																							
						1台																													
130/608																																			
1台																																			
																		21/210																	
												1台						149/580						215/860											
												1台						2台						3台						3台					
																		150/1301																	
																		1台																	
																								772/3668											
																		1台						2台											
																								118/572											
																								1台											
																								40/382											
																								1台											
																														359/1382					
																														2台-1台					
																		160/1360						390/2436											
												1台						1台						1台											
9397												12468												1707											
1517												6068												2691											
												860												172											
																								2360											
5-8												2-5												3-4											
																								133580/174165/437392											
																								127/2584/139367											

15.3.1.2 采准矿量

采准矿量是开拓矿量的一部分。在开拓矿量的基础上全部完成了采矿方法所需要开掘的采准井巷工程；采准矿量的划分及采准矿量的保有详见第五章采矿准备与切割。

采准矿量的边界应以采矿场设计划分的形式和回采的顺序而定。在同一采场内的顶、底柱和矿壁不能与矿房同时回采时，则矿房的边界即为采准矿量的边界；如同时回采时，则划分采矿场的边界（包括矿壁在内）为采准矿量的边界。

顶、底柱和房间矿柱内的矿量，只有在完成了矿柱回采设计所规定的全部采准巷道工程后，方可算作采准矿量。

15.3.1.3 备采矿量

备采矿量是采准矿量的一部分。在采准矿量的基础上，全部完成了采矿方法所规定的采场切割工程量。切割工程的划分及备采矿量详见第五章。

顶柱、底柱和房柱矿柱内的矿量，应完成矿柱回采方法所规定的全部切割工程和各种管线与放矿设施均安装完毕，并在开采顺序上已达到立即可进行回采时，才列为备采矿量。

在开采中如有个别矿体或采场发生地质、水文地质和安全情况而暂时停止开采，需要进行补充勘探或采取措施时，在勘探工程和措施方案未完成之前，均不能称为备采矿量。

设计矿山保有的三级矿量应能保证矿山投产达产后正常、均衡地进行生产，应当根据矿山地质和开采技术条件，企业的技术、管理水平、通过采掘进度计划安排或分析研究确定之。

三级矿量一般标准表

表 2-15-4

	保 有 期	
	黑色金属矿山	有色金属矿山
开 拓 矿 量	3~5年	>3年
采 准 矿 量	6~12个月	1年
备 采 矿 量	3~6个月	半年

15.3.2 矿山基建工程量的确定

确定的矿山基建工程量应能满足上述规定的三级矿量保有期；形成完善的开拓、运输、通风等系统；使矿山投产后正常生产期间的开拓、生产探矿、采准切割各个工序之间保有合理的超前关系；深部开拓延深、新阶段准备工作能在技术、经济合理的条件下进行。实践证明，正确确定矿山基建工程是一个重要而又复杂的问题，设计者应根据矿山具体条件，进行详细的技术、经济分析、综合平衡确定之。

15.3.2.1 基建工程量内容

(1) 开拓工程量包括：按设计的开拓系统，为获得设计的开拓矿量，需要掘进的全部井巷工程量。

(2) 探矿工程量，设计的基建探矿平巷、天井、穿脉、钻窝、钻孔等井巷工程量；

(3) 采准、切割工程量，根据设计中推荐的采矿方法和第五章规定的计算方法确定的采准、切割工程量；

- (4) 为加速矿山基建和其它原因而掘进的大型临时井巷工程;
- (5) 放水疏干方案专门掘进的井巷工程量;
- (6) 充填系统所开凿的井巷工程量。

15.3.2.2 影响基建工程量的因素

按正常条件计算确定的基建工程量,有时会由于新出现的一些因素,影响矿山不能按计划基建、投产、达产,并需增加基建工程量。这些,矿山设计时应采取适当的补救措施,避免或减少其对矿山的不良影响。

影响矿山基建工程量变化的因素主要有:

(1) 矿床赋存的复杂程度和勘探程度的影响。如三、四勘探类型的复杂矿床、或由于某些勘探程度较差的矿床,提供设计使用的地质资料,有时只有很少B级储量,甚至全部是C级储量,经基建探矿后矿山初期开采的工业矿石储量、品位、矿体规模和形态、开采技术条件都可能发生一定变化,甚至较大的变化,相应地引起开拓、探矿工程量、采矿方法比例、采矿方法的结构要素、矿块生产能力、基建矿块数量、采准,切割比……等发生变化,导致增加工程量,甚至造成某些工程量报废。例如江西某矿由于基建探矿、采准巷道揭露的矿石品位提高、开采技术条件发生变化……等,将原定的分段崩落法改为分层崩落法回采,报废原采、切坑道约4000m (28000m³)、增加采、切坑道约4900m (31850m³);浙江漓渚铁矿经基建探矿和采准巷道揭露的矿体形态、矿石品位、矿岩稳固…发生变化,导致主要采矿方法改变(由房柱法改为无底柱分段崩落法)……等原因,报废巷道2358m;浙江建德铜矿经基建探矿后,矿体形态变得复杂,采矿方法由初步设计的浅孔留矿(56%)、分段空场法(26%)、房柱法(18%),大部分改用浅孔留矿法(约90%),导致基建探矿、采准工程量大幅度增加,千吨采掘比由初步设计的15.9m增加到40m左右。

在进行矿山设计时,应对矿山可能发生影响基建工程量的有关地质因素进行分析研究,适当加大开拓、探矿的超前时间,保证采准切割工作能在可靠的地质资料基础上进行。探矿工作超前时间,据一些矿山经验,应超前一年左右或者更多的时间。三级矿量保有期应考虑适当加大,使矿山在地质资料发生某些变化时,仍能正常地进行矿山基建和生产工作。

(2) 矿山施工力量的影响。大型矿山和所在公司、矿务局拥有专门的井巷施工队伍、较先进的施工设备和技术力量,能够及时完成矿山深部开拓、井筒延深和新阶段的准备工作,保证矿山持续,正常进行生产;而一般矿山本身进行井筒延深和新阶段的准备工作困难较多,施工进度缓慢,与生产干扰,因而易产生新阶段准备工作和回采工作不协调的现象。此种矿山在设计中应注意减少竖井、斜井延深次数,适当加深第一期竖井、斜井掘进深度。某些条件较差的矿山,其服务年限在15—20年以下时,主井工程可以考虑一次建成。

15.3.3 按设计规模确定矿山基建工程量

一般情况下是按设计规模确定应保有的三级矿量和满足井筒延深、新阶段准备以及各工序合理衔接,要求在矿山基建期内掘进的全部开拓井巷、基建探矿、采准、切割等工程量列为矿山基建工程量。

设计中矿山基建工程量的确定应根据矿床赋存条件、开拓方式、采矿方法、矿山装备

水平和技术水平……等具体情况,结合矿山采掘(或回采)进度计划的安排进行综合技术经济分析,在保证矿山持续、均衡生产,获得较好经济效益的前提下,灵活确定。当从投产到达产时间较长(由于技术问题如崩落法上部作业线短……等)基建采切可分期进行。

矿山基建工程量实例见表2-15-6。

15.3.4 投产标准

矿山投产时的生产能力按上级机关规定选取。

一般矿山投产时应满足下列条件:

(1) 一般情况下矿山正式投产时生产能力应满足下表(2-15-5)规定:

矿山投产时生产能力表 表 2-15-5

矿山类型	矿山投产时的生产能力应达到设计规模的百分数(%)
大 型	25~30
中 型	30~50
小 型	50

(2) 矿山投产时必需完成设计所需的基建开拓、探矿、采准切割工程量,形成内外部运输、供电、供水、压缩空气、通风、排水、机修设施、排弃场、采矿工业场地、选矿厂(破碎厂)等完整的生产系统;

未经上级机关批准,不得简易投产。

(3) 三级矿量保有期限应符合设计中确定矿山投产时应保有的数量。

(4) 从投产到达产时间一般要求为:

大型矿山: 3~5年

中型矿山: 2~3年

小型矿山: 1~2年

(5) 矿山正式投产前,应由有关部门进行竣工验收,编制投产报告,由主管部门批准后方可投产。

(6) 一般地下矿山按上级批准设计中所列基建工程量进行工程拨款。

15.4 国内外成井(巷)实例指标

目前国内矿山井巷掘进,主要使用凿岩爆破法,竖井钻井法仅在一些煤矿建设中得到了应用,天井全断面钻进法在龙首矿、金州石棉矿等矿得到了应用,平巷全断面钻进法尚处于试验阶段。

15.4.1 国内竖井成井速度

目前国内用凿岩爆破法掘进竖井的成井速度一般为月进20~30m,也有大于100m的,只有少数较特殊的矿山成井速度少于20m。成井速度煤炭系统处于领先地位,继1958年徐州

部分国内矿山基建开拓采切工程量表

表 2-15-6

矿 山 名 称	矿山规模 ($\times 10^4$ t/a)		矿床开拓方式	矿山使用的主要采矿方法	设计基建工程量 (m^3)			实际基建工程量 (m^3)		
	设 计	实 际			开 拓	采 切	合 计	开 拓	采 切	合 计
柏坊铜矿	8	4	竖井开拓	上向分层胶结充填法			8952			12473
锡矿山锡矿	45.6	36.72	竖井开拓	房柱法、胶结充填法			15740			12782
新桥硫铁矿	60		竖井开拓	上向水砂分层充填法	105760	50240	15600			
中条山胡家峪铜矿	100	100	平硐、竖井开拓	有底柱分段崩落法			202117			214329
会理铁矿力马河矿区	16.5	16.5	竖井开拓	浅孔留矿法			20996			20788
水口山铅锌矿	35.2	35.2	竖井开拓	浅孔留矿法			28350			38979
麻阳铜矿	15.5			尾砂充填法			58028			60682
铜井铜矿	10	10	竖井平硐联合开拓	浅孔留矿法			20013			35583
建德铜矿	16.5	10	竖 井	浅孔留矿法						30236
镜铁山铁矿	320	230	主平硐、辅助竖井、溜矿井	无底柱分段崩落法			509044			490035
梅山铁矿	250	150	竖 井	无底柱分段崩落法						535662
程潮铁矿	150	70~100	混合竖井开拓	无底柱分段崩落法	116722	46596	163318	99777	62320	162097
大庙铁矿	80	60	平硐溜井开拓	无底柱分段崩落法	45959	20000	65959	57856	20080	77936
余华寺铁矿	40		竖井开拓	无底柱分段崩落法	76457	59080	135537			
庞家堡铁矿	250	120	平硐斜井	长壁陷落法	214300	119700	334000	300300	188000	488000
湘潭锰矿一期	42	22	串车斜井	短壁进路崩落采矿法	61896	28248	90144			
大罗坝铁矿	30		平硐斜井	全面法	25979	17289	43268			39185
白云潭铁矿	15	15	平硐斜井	全面法	19135	9000	28135	15152	9237	24389
湾沚铁矿	100	80	平硐竖井	无底柱分段崩落法	138600	80000	218600	155000	80000	235000
西石门铁矿	220		竖 井	有底柱分段崩落法、房柱法	381596	183948	365544	409102	273875	682977
马家湾铁矿	30	20	斜 井	有底柱分段崩落法	26092	27602	53694	28492	33072	61564

续表

矿 山 名 称	矿山规模 ($\times 10^4 t/a$)		矿床开拓方式	矿山使用的主要采矿方法	设计基建工程量 (m^3)			实际基建工程量 (m^3)		
	设 计	实 际			开 拓	采 切	合 计	开 拓	采 切	合 计
焦家金矿	16.5	17.4	竖 井	充填法			5399			53453
竹山银金矿	13.2		平硐溜井	浅孔留矿法	46317	13290	59607			
牟定铜矿 (郝家河中部)	49.5	28.4~33	箕斗斜井及辅助斜井	底盘漏斗分段法事后尾砂充填	122502	24051	146553	130937	73690	204627
大姚铜矿	148.5	46.2~59.4			147800	79093	226893	197435	152182	349597
其中: 氧化矿	49.5	19.8~26.4	平硐、溜井、盲斜井开拓	底盘漏斗分段崩落法	48174	23230	71404	67480	47644	115124
硫化矿	99.0	26.4~33.0	箕斗竖井、溜井、盲斜井开拓	底盘漏斗分段法事后尾砂充填	99626	55863	155489	129955	304518	234473
黄沙坪铅锌矿	33.0	33.0	平硐盲竖井开拓	上向、下向分层充填法	51956	43516	99616	56744.2	35712	137796.2
柴河铅锌矿	16.5	16.5~26.4	竖井开拓	深孔留矿法	11948	4600	16548	13139	3761	16900
平水铜矿	16.5		竖井开拓	分段空场法	29546.5	13903	49462.5			
邵东铅锌矿	6.6		平硐溜井	浅孔留矿法	6515	1721	8236			
大河铜矿	11.6		竖井开拓	干式充填留矿法	47265	8366	55631			
乐昌铅锌矿	10		斜井开拓	全面法			14794			
高桥铅锌矿	6.12		平硐盲斜井	浅孔留矿法			12499			
冯家山铜矿	6.6		竖 井	浅孔留矿法			8800			
新疆哈图金矿	3.1	3.1	竖井开拓	浅孔留矿法、电耙留矿法	23532	6040	29572	20487	5629	26117
烂泥坪矿	49.5	26.4	串车斜井开拓	房柱法、分层崩落法						228670
王村铅土矿	30	20	斜井 (串车) 开拓	长壁法	55086	17928	73014	57903	15010	72913
易门狮子山铜矿	59.4	59.4	平硐、溜井、盲竖井	有底柱分段崩落法	94207	67088	161295	112313	80008	192321
落雪铜矿	214.5	174.9	平硐、竖井开拓	分段空场法、分段崩落法	611187	126400	737587	596700	14500	741700

注: 本表数字系由《冶金矿山基本建设二十六年统计资料汇编》及一部分矿山调查资料组成

权台煤矿创造了月成井160.92m的记录后,1973年7月湖南桥头河二号井又创造了月进174.82m的新纪录,1968年煤炭系统平均月进速度达32.3m,1977年以后各年平均速度保持在25m左右。

全断面钻井法从1969年开始在我国煤矿建设中使用,已钻凿了三十多条竖井,主要用于钻进地质条件复杂的冲积层,钻井直径4~9m,成井速度一般为月进20m左右,最高达74.73m。淮南谢桥矿从1984年9月到1985年12月,钻进了直径4m(毛直径5.7m)、深474m的东一风井,平均月成井速度达33.6m。

国内竖井成井速度实例指标见表2-15-7。

15.4.2 国内斜井成井速度

目前国内斜井掘进全部采用凿岩爆破法。一般月成井50~60m,少数矿山月进速度在30m左右。斜井掘进成井指标也是煤炭系统较先进,铜川第二工程处1974年12月在陕西铜川下石节采区回风斜井独头掘进中创造了月成井705.3m的纪录。月进尺大于300m的较常见,1978年煤炭系统平均月进尺达55.83m,1977年以后平均月进在50m左右。

国内斜井成井速度实例指标见表2-15-8。

15.4.3 国内水平巷道掘进速度

国内水平巷道掘进基本是凿岩爆破法,联合掘进机掘进法虽曾在萍乡矿务局等单位研究试用,尚处于试验阶段。

水平巷道月进速度一般在70~90m,少数矿山月进速度仅40~50m。湖南新晃汞矿在1976年4月创造了独头掘进月进1056.8m的纪录;湖南冶金井巷公司2队1975年5月也创造了独头掘进1032.7m的纪录。月进速度300m以上的有多起。

国内水平巷道掘进速度实际指标见表2-15-9。

15.4.4 国内天井、溜井掘进速度

目前国内使用方框木支架普通掘进法掘进天井,溜井日益减少;吊罐掘进法得到了广泛实用;爬罐掘进法已在镜铁山铁矿、大青山钨矿、杨家杖子矿务局等矿生产中使用;深孔天井掘进在黄沙坪铅锌矿、程潮铁矿……等矿进行了试验,取得了良好效果。天井钻进法已在金川龙首矿、二矿区、大连金州石棉矿、凡口铅锌矿……等矿生产中使用,效果良好。

吊罐法掘进天井月进速度一般在100m左右,月进速度大于300m的有多起。1978年5月~6月锦屏磷矿用吊罐在一个月內掘进了一个高度为52m的垂直天井;1968年凤凰山铜矿分别用24天半、28天和31天的时间掘通了倾角为70°~80°、断面5.7m²、高度100m的3个溜井。

国内天井全断面钻进已取得了一定效果。金州石棉矿从1980年到1984年共钻进直径1m的天井14个,成井长度725.96m,一般平均10个班完成一条天井,平均班效率4.68m。金川龙首矿自1980年以来共钻进了十多个天井,天井直径1.0~1.5m,平均月钻进速度80~120m。金川二矿区现在充填法的天井全部采用天井钻机钻孔。

深孔分段爆破天井掘进法,国内月进尺一般在40m左右。

国内竖井成井速度实际资料

表 2-15-7

矿山(工程队)及 井筒名称	施工时间	井筒净径 或断面 (m 或 m ²)	支护型式		井 深 (m)	岩石硬度 (f)	作业方式	主 要 设 备	掘进月进尺 (m)		施工单位
			材 料	厚度 (mm)					平 均	最 高	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
河北邯邢基地万年 矿中部立风井	1977.12~ 1978.2	φ5.5	喷射混凝 土	150	231.2	小于 6	单行涌水 量 18~57 m ³ /h	0.585m ³ 抓岩机两台, 2m ³ 及 3m ³ 吊桶各一个, FJD 6 型伞型 钻架, 8 台 YGZ-70 型风钻	82.91	92	
辽宁红阳二井主井	1969.12~ 1971.12	φ6.0	混凝土	400	653.4	4~6	平行涌水 8~10m ³ / h	0.11m ³ 抓岩机 3 台, 01-30 型 凿岩机 10 台, 2m ³ 吊桶 3 个	47.7		辽宁第三 工程处
淮南一矿中央风 井	1976	φ5.0	锚 喷	150	479.1	4~8	三掘一喷 短段掘砌涌 水 8.5m ³ / h	0.11m ³ 抓岩机 2 台, 1.5m ³ 吊 桶 2 个, YT-24, 7655 型 凿岩机 12 台, WZ-25 型喷射机 2 台	42	103.6	
江苏大屯煤矿孔村 副井	1974	φ6.0	混凝土	表 ± 850 基岩 500	487.0	4~6	短段掘砌 涌水量 20m ³ /h	0.5m ³ 中心回转式抓岩机 1 台, 1.5m ³ 吊桶 2 个 01-30 凿岩机 15 台, 金属活动模板	40.46	70.5	大屯第 二十七工程 处
淮南谢桥矿东一风 井	84.9~85.2	φ4.0	混凝土预 制整体混凝 土	450	474.2	表 土 421m	全断面进 法	SZ-9/700 钻井机	33.6		特殊凿井 公司
辽宁北票冠山一井	1976.12	φ6.0	锚 喷		1050.0		两掘一喷	利用永久井塔凿井, 0.11 m ³ 抓岩机, 01-30 凿岩机 16~19 台, 2m ³ 吊桶, WG25 型喷射机		114.1	北票建井 处
河北开滦钱家营风 井	1977.12	φ6.5	钢筋混凝土		321	表土冻结	短段掘砌	主提升 φ3.5m, 1 台; φ3.0m, 1 台; 副提升机 φ1.6m 1 台		166.5	开滦工程 处
河北邯邢东庞主井	1977.5	φ6.0	钢筋混凝土		479	表 土 冻 结	短段掘砌	主提升 KT2×3×1.5B, 11.5 —台; 副提升机 JK-1600-124, —台, 2m ³ 吊桶 2 个		161.7	第三十一 工程处

续表

矿山(工程队)及井筒名称	施工时间	井筒净径或断面(m ²)	支护型式		井深(m)	岩石硬度(f)	作业方式	主要设备	掘进月进尺(m)		施工单位
			材料	厚度(mm)					平均	最高	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	
江苏徐州权台主井	1958	φ4.5	料石		210.43	4~6	单行滴水量 18.5m ³ /h	0.11抓岩机2台, 01-30凿岩机8-9台, 1.2m ³ 吊桶		160.92	徐州矿务局一矿
云南东川落雪矿主井	1958	φ5.5	混凝土块	300	300	3~4	单行	01-30凿岩机5台, BY-1型抓岩机, 0.4~1.0m ³ 吊桶	29	163.53	
云南易门铜矿狮子山竖井		φ4.5	混凝土	300	280	5~8	平行反掘	用吊罐法分段反掘小井留矿法扩井	34.85		易门铜矿井巷工程队
安徽铜陵安庆铜矿副井	1983~1984	φ5.5	混凝土	300	469.5				27.4	36.5	铜陵有色井巷公司
辽宁红透山铜矿主井	1982	φ5.5	混凝土	300	235	8~10	单行	01-30凿岩机BY-1抓岩机	25	30	
河北寿王坟铜矿主井	1984	φ5.8	喷浆	150	250		单行		20~25		寿王坟铜矿
江苏南京梅山铁矿西风井		φ6.5	混凝土	400	235	2~6	单行		34	35.5	本矿
广东凡口铅锌矿副井	1976.11	φ5.5	锚喷		591	8~10	一掘一喷 滴水1~2 m ³ /h	0.4m ³ 靠壁式抓岩机2台, 1.86m ³ 吊桶1个, 环形凿岩吊架, YT-30凿岩机20台, 喷射机2台。		120.1	十六冶第十七井巷公司

续表

矿山(工程队)及 井筒名称	施工时间	井筒净径 (或断面, m ²)	支护型式		井深 (m)	岩石硬度 (f)	作业方式	主要设备	掘进月进尺(m)		施工单位
			材料	厚度(mm)					平均	最高	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
湖北程潮铁矿主井		Φ6.5	整体混凝土	400		8~10	流水作业	01—30凿岩机7台, 人工装岩	22		
甘肃白银有色金属公司 折腰山深部开采主井		Φ4.0	混凝土	300	480	8~10	单行作业	BQ-1抓岩机	25	78.5	白银矿山 工程公司
内蒙赤峰梧桐花铅 锌矿主井	82.7	3.83×2.04	素喷	100	155		吊罐天井 反掘刷大	华一型天井吊罐	31.7		本矿
湖南桃林铅锌矿主井		Φ4.0	混凝土块	300	120	3~4	单行		30		
山西中条山胡家峪 南和沟大井		Φ5.5	整体混凝土	350	244.5	8			30~40		
甘肃金川二矿区东 主井		Φ4.5	整体混凝土	400~500		4~8	单行		32		金川建 公司
河北邯郸玉石洼铁 矿副井		Φ4.5	整体混凝土	360~600	213		流水作业		35		
吉林天宝山东风坑 副井	1961	5.2×2.6	木材	210	272	8~12			20	25	本矿
吉林天宝山东风坑 主井	1959	4.9×2.3	木材	210	297	8~12	反掘		38		本矿
安徽铜陵铜山新大 井	1975.10	Φ5.5	混凝土	150	313	4~10	一掘一喷	0.4m ³ 靠壁式抓岩机2台, 2m ³ 吊桶2套, 吊桶 YJ-24 凿岩机 20台, 治金65型喷射机2台。		113	铜陵公司 井巷公司
河北铜矿竖井		Φ6.0	整体混凝土	300		10~12	单行	01—30凿岩机5台, 人工装岩, 0.4m ³ 吊桶	21.9		

表 2-15-8

国内斜井或井速度实际资料

矿山(工程队)及井筒名称	施工时间	掘进断面 (m ²)	支护型式		岩石情况	井筒长度 (m)	井筒作业 方式	主要施工设备	掘进月进度 (m)		施工单位	坡度 (度)
			材料	厚度(mm)					平均	最高		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
陕西铜川下石节采区回风斜井	1974.12	9.3	喷浆	53~100	f4~6		平行	ZY-24潜岩机4台, MZ-1.2电钻4台, 0.7m ³ 的ZYPD-30型耙斗机, 4m ³ 前卸式箕斗, WG-25型喷射机2台。		705.3	铜川第二工程处	14~19
陕西陈家山二采区行人斜井	1974.3	7.5	喷锚	50~70	f3~6			MZ-1.2电钻4台, ZYP-17耙斗机1台, 3.5m ³ 前卸箕斗, WC-25喷射机2台。		605.2	铜川第四工程处	12.5
黑龙江鸡西平岗煤矿主斜井	1974.7	7.34	喷锚	70~100	f5~7		平行	7655型潜岩机6台, 东方红型0.4m ³ 耙斗1台, 3m ³ 前卸箕斗H92-41喷射机2台。		357.2	鸡西工程处	16水量 3~5m ³ /h
湘潭锰矿	1958	9.5	混凝土		f6~8			01~30潜岩机4~5台, 人工装岩		120	本矿	
甘肃白银有色金属公司	1959.9	3.5×3.65			f5~7			OM-506潜岩机8台, 1m ³ 箕斗一个		119.5		
水口山矿务局3003上山	1972.5	5.72			f6~7			YT-25潜岩机2台, 2DPJ-80WXX电耙		102.2		
复州湾粘土矿		7.7						普通法, 人工装岩	50.0			
玉泉寺主斜井3号材料井		8.67	喷浆	100	6~8				45	92	本矿	
山东王村粘土矿斜井		2.5×2.2							50~60	70		
山东新城金矿副井		5.82	混凝土	500	8~10				40	50		
香花岭锡矿太平623斜井		4.68			灰岩					75.8		
栗木锡矿普坑五中段斜井		5.04			花岗岩					42.3		
湖南湘潭磁矿		10.4						人工装岩, 普通法		59.05		
寿王坟铜矿试验斜井	1976.9~ 1979.6	20	不支护		f8~14	820		自制履带式六机潜岩台车, 蟹爪式装岩机, 皮带转载机, 捷克“太脱拉”148型自卸汽车(载重15t)	88	118	本矿	14
三山冶金矿斜井	84~86	16.66			f12~14	1766	单行	7655潜岩机6~8台 ST-5 矿运机(斗容3.8m ³)配MT-413-30型汽车(车容8m ³)	81.2	180	武备十七支队	17

方框木支架普通掘进法月进一般只有20~30m, 甚至更少。国内天井溜井掘进实例指标见表2-16-10。

天井溜井

表 2-15-10

矿 山 名 称	施工时间	开凿断面 (m ²)	岩石硬度 (f)	施工方法	掘进月进度 (m)	
					平 均	最 高
1	2	3	4	5	6	7
锦屏铁矿	1978.5~8	1.7×2.5	6~10	吊罐法		435.7
河北寿王坟铜矿	1971.7	4	8	吊罐法		52m/11班
广东石人峰钨矿	1971.5	5		吊罐法		377
江西银山铅锌矿	1970	4	6~8	吊罐法		48m/6天
辽宁桓仁铅矿	1966.9	3.6	8~12	吊罐法		300
辽宁红透山铜矿		4	12~14	吊罐法	100	215
辽宁大庙铁矿		4.9	9~13	吊罐法	60	
河北小寺沟铜矿		4	8~12	吊罐法	80	
甘肃铁山铁矿	1968~82	6	10~14	爬罐法	81	103
河北龙烟铁矿	1982.4~8			爬罐法	178	
江西大吉山钨矿	1984	2.5×1.8	8~10	爬罐法	54	
辽宁柴河铅锌矿		4	6~8	普通法	30	
湖南黄沙坪铅锌矿	1973~80		7~8	深孔分段爆破法	52	
广东凡口铅锌矿		φ2m	14	钻进法		40m/20天
辽宁红透山铜矿		4	10~12	吊罐法	250	
河北邯郸铁矿		φ3.2m	14~16	吊罐法	111~237	
大连市金州石棉矿	1980~84	φ1.0m	8~10	钻进法 ^①	4.68m/班	
金川有色金属公司龙首矿	1982.6~83.6	φ1.5m	5~8~10	钻进法 ^①	83	125

① 钻机型号TYZ-1000型

大断面硐室

表 2-15-11

矿山及硐室名称	施工时间	掘进断面 (m ²)	支 护 型 式		岩石硬度 (f)	施工方法	掘进月进度 (m ²)
			材 料	厚度 (mm)			平 均
辽宁华铜坑内水泵房及压风机硐室		8×6.5	不 支 护		10~12	全断面留矿法	1000
辽宁柴河铅锌矿跃进坑口115m调车场					6~8	扩帮法	550
河北小寺沟铜矿空压机硐室		22.5	不 支 护				994.7
湖北程潮铁矿东区							500
湖北金山店铁矿余华寺矿区	27.53~43.86		喷混凝土	300	3~12	扩帮法	400~500
云南丰定铜矿1845绞车硐室	26.5×10.68 ×13.29		喷锚网联合支护	150~200	1~7	普通分段	340
江苏梅山铁矿破碎机硐室							313.4
内蒙梧桐花铅锌矿炸药库							315
内蒙梧桐花铅锌矿水仓水泵房							254
吉林通化铜矿—210 m阶段水仓					8~12		270
湖北尖峰山破碎机硐室		3.6	喷锚	150	10~12		216
辽宁红透山破碎机硐室		90~100	喷混凝土				1570 (半月)

国内大断面硐室掘进速度指标见表2-5-11。

15.4.5 国外成井、成巷速度概况

国外井巷掘进，仍以凿岩爆破法为主要方法，但全断面钻进法进展很快。

竖井凿岩爆破法掘进的平均速度，美国和苏联一般为月进50~60m，苏联有色金属矿山计划要求在1985年以前平均掘进速度提高到月进70m；捷克1962年全国平均速度为月进74.2m；联邦德国和英国1960年平均速度分别为65m，61m。

钻进法掘进美国和联邦德国用得较多，八十年代以前主要用于钻凿直径小于3m的通风井、天井、核试验井和其他辅助井。美国用钻井机钻进速度一般为月进200~300m。近年来钻井技术发展较快，现代钻井设备可在硬岩中钻井，并可钻凿直径大于5m的竖井。据认为钻进速度要比普通法高4~6倍；在井深为300~500m或更深时，采用钻进法在经济上是合理的。美国亚拉巴马州一煤矿用联邦德国威尔士公司研制的V形钻机钻进一直径为7m的通风井，1982年10月创月建495m的世界最高纪录。联邦德国发展了有超前导孔的全断面竖井钻进法，有效的钻凿直径为5~7m井筒，现已钻成井筒8035m，平均日成井速度可达8~10m；无超前孔的全断面竖井钻机，采用了水力提升岩屑的技术，平均日成井可达4.4m。

国外天井掘进方法有普通法（即用木支架和手持式向上凿岩机）、深孔法、吊罐法、爬罐法和钻进法。普通法和深孔法一般用于掘进50m以下的短天井；吊罐法一般用100m以内近乎垂直的天井；大于100m的天井广泛使用钻进法、爬罐法，苏联的塔什塔戈尔铁矿用深孔法的平均掘进速度为64m/月；加拿大用爬罐法开凿小断面天井月进180多米。日本在硬岩中一台爬罐月进尺为120m，苏联金属矿用爬罐掘进天井平均月掘进速度达100~120m。

国外平巷掘进仍是以凿岩爆破法为主，瑞典、苏联、捷克斯洛伐克比较先进。瑞典在1970年掘进断面10m²左右的平巷、平均月进60~100m，掘进小断面3~4m²的巷道月进300m左右；苏联80年代平均掘进速度在60m/月左右；美国月进约200m；联邦德国平均日进6~7m。快速掘进月进尺超过千米的有多起，月进尺300~800m较常见，近年来保加利亚在矿井建设中加强经济工作和科学管理，使平巷的月成巷速度达815m。

近年来，全断面钻进法使用日益广泛，美国、联邦德国、瑞典用得较多。1967年6月美国开凿科罗拉多州的奥索隧道（直径3m），在页岩中用全断面钻进法创造了月进2087.6m的纪录。近年来联邦德国用全断面钻进法平均日进尺10~12m；英国为12m。国外专家意见，在巷道长度不小于2.5~3km的条件下采用钻进法才是合理的。钻进法可以在任何硬度的岩石中钻进平巷，其钻进速度超过普通法2倍以上。

国外斜井一般采用凿岩爆破法掘进，钻进法使用较少。较先进的国家月进在100~200m。

15.5 采掘进度计划编制原则

（1）根据矿体赋存条件，在编制进度计划过程中，要详细研究。在技术可能，经济上合理的前提下，千方百计采取精施使矿山早投产、早达产。在某些条件特殊的矿山，从投产到达产需要较长时间，则应考虑由小到大，分期建设。

(2) 编制进度计划过程中,应根据矿山的开采技术条件,坚持贫富兼采、厚薄(矿体)兼采、大小(矿体)兼采的原则,合理安排矿体之间以及各个矿体中矿块之间、矿房矿柱之间的回采顺序,最大限度地利用国家资源。在不影响合理的开采顺序的情况下、为提高矿山经济效益,可以采取优先回采富矿。尤其在采用充填法时更应如此。

当由于调节品位和其他原因需要优先回采某些矿体而与合理开采顺序相矛盾时,应采取可靠的安全技术措施,保证不给开拓、运输、通风和回采顺序造成不良后果。

(3) 在编制回采进度计划过程中,应在遵守合理开采顺序的前提下,对各个矿体或矿块的矿石产量进行必要的调节,使矿山各种产品逐年的矿石产量和品位在较长时期内保持稳定。如果由于地质或其他原因引起矿石产量和品位不可避免地波动,其波动范围要设法控制在满足选矿和冶炼要求的范围内。对于某些地质条件较复杂,矿石品种较多,矿山产品和品级也较多的矿山,应适当增加开拓、生产探矿、采准的超前时间和备用矿块数量,避免由于地质资源储量和品位的变化而引起矿石产量和品位发生不允许的波动。

(4) 矿山采掘进度计划必须与基建进度计划相适应,使基建与生产很好地衔接,使开拓、生产探矿、采准、回采有合理的超前关系,保有的三级矿量能满足矿山持续、均衡地进行生产,否则应对基建工程量和基建进度进行必要的调整,以满足生产需要。

(5) 尽量使每年所需的采掘设备、人员和材料消耗保持平衡或基本平衡。

(6) 保持矿山通风条件良好,运输畅通、安全、卫生、防火设施完善。

15.6 采掘进度计划编制

15.6.1 概 述

编制采掘进度计划可以验证矿山回采和掘进工作逐年发展的情况;按开采技术条件进一步核实矿山能否保质保量在预定期限内达到设计规模;达到设计规模后能否持续均衡地进行生产;通过具体安排矿体、阶段和矿块回采的先后顺序,逐年的矿石产量和质量,确定矿山具体投产和达到产量的日期,并根据设计中确定的矿山排水疏干、开拓、生产探矿、采准、切割、回采等工序的超前关系,进一步验证基建与生产的衔接和基建进度计划中所确定的工程量,保证矿山持续、均衡地生产。

15.6.2 编制采掘(或回采)进度计划所需的基础资料

- (1) 设计矿山的年产量,国家规定的投产、达产时间,投产规模;
- (2) 开拓、运输、通风系统图及回采顺序;
- (3) 阶段平面图、矿体纵投影图、各种井巷断面图;
- (4) 各阶段、各矿体(或矿块)矿石储量及品位;
- (5) 设计的采矿方法比重,各种采矿方法设计图纸(包括矿柱回采)及主要技术经济指标;
- (6) 矿山开采贫化率,损失率;
- (7) 矿山千吨开拓、生产探矿、采准、切割井巷工程量和采准、切割、回采计算资料;
- (8) 基建进度计划;

(9) 改建或扩建矿山近期生产进度计划, 开采现状图。

15.6.3 采掘进度计划的内容、编制方法

15.6.3.1 采掘进度计划的内容

应根据矿山具体条件而定, 一般分采矿(回采)进度计划图表和掘进进度计划图表两部分, 仅在开采多矿体大型矿山时, 有时分矿体或矿带编制采矿进度计划, 为表明逐年产量发展和各矿体或矿带的衔接关系, 还编制矿山逐年产量发展图表。如表2-15-12。

镜铁山铁矿 I-IV 矿带 3000m 水平采矿进度计划图表

表 2-15-12

采场编号	工作性质	采矿方法	采出矿量 ($\times 10^4 t$)	1963年	1964年	1965年
3000m水平						
N-1	回采矿房	深孔矿房法	8.5	8.5		
N-1'	回采矿房	深孔矿房法	10.2	2.1	8.1	
N-2	回采矿房	深孔矿房法	10.1		10.1	
N-2'	回采矿房	深孔矿房法	14.8		4.8	10
N-2	回采顶柱	大爆破	1.6			1.6
N-2'	回采顶柱	大爆破	1.6			1.6
N-3	回采矿房	深孔矿房法	17.4			17.4
N-3'	回采矿房	深孔矿房法	20.8			5.0
N-1	回采间柱	阶段崩落法	3.2			3.2
N-1'	回采间柱	阶段崩落法	3.4			3.4
N-2	回采间柱	阶段崩落法	3.1			3.1
N-4	回采矿房	深孔矿房法	23.8			5.0
N-5	回采矿房	深孔矿房法	16.1			3.7
逐年产量 (万吨)				10.6	23.0	54.0

采掘(或回采)进度计划图表, 主要反映回采工作逐年的发展状况, 对于多品级矿山, 还应在此图表中标明逐年的各种品级矿石的产量和质量的变化。

一般勘探程度较好, 高级储量比例较大的矿山可编制较详细的采矿进度计划图表, 按生产初期回采高级储量地段的采场划分, 所用的采矿方法、采准系统布置, 计算出矿任务(副产矿石、回采出矿、大量放矿等等)、计算各阶段、块段(或矿块)的矿石储量及其质量, 并依此编制采矿进度计划。

一些赋存条件复杂的矿床, 如某些第三勘探类型和四勘探类型的脉状钨矿床, 地质资料提供的高级储量(B级以上)很少, 甚至没有, 经生产探矿后, 各个矿体的矿石数量和质量, 开采技术条件都可能发生较大变化, 这些矿山矿体数量多, 规模少, 因之分矿体、矿块编制详细的采矿进度计划不太可能, 而且意义不大, 可按矿山可能的采矿强度计算出各阶段逐年出矿量, 编制采矿进度计划, 如表2-15-13。

表 2-15-13

某矿一采区采矿进度计划表

阶段 标高	工业矿量 (B+C ₁)						作业 名称	损 失 率 (%)	贫 化 率 (%)	采 出 矿 石 量						第 一 年							
	矿 石 量 (t)		品 位 (%)		金 属 量 (t)					品 位 (%)		金 属 量 (t)		矿 石 量 (t)		品 位 (%)		金 属 量 (t)		品 位 (%)		金 属 量 (t)	
200	217120	0.887	0.164	1926.92	355.29	回采	25	25	179,428	0.665	0.123	1193.20	220.70	54542	0.665	0.123							
						切割	0	0	37,692	0.887	0.164	334.33	61.82	11458	0.887	0.164							
150	707985	0.771	0.139	5458.56	984.09	回采	25	25	585,079	0.578	0.104	3381.70	608.48										
						切割	0	0	122,936	0.771	0.139	947.61	170.84										
100	797707	0.691	0.131	5508.98	1048.69	回采	25	25	659,225	0.518	0.098	3414.79	846.04										
						切割	0	0	132,482	0.691	0.131	956.91	181.41										
100以下	1099221	0.706	0.135	7760.50	1483.96	回采	25	25	998,396	0.473	0.09	4296.71	817.56										
						切割	0	0	190,825	0.706	0.135	1347.22	257.62										
生 产 能 力										年 产 量 (t/年)		66600		0.704		0.130							
										日 出 矿 量 (t/日)		200											
阶段 标高	第一年			第二年			第三年			第四年			第五年			第六年							
	金 属 量 (t)		作 业 名 称	品 位 (%)		金 属 量 (t)	品 位 (%)		矿 石 量 (t)	品 位 (%)		金 属 量 (t)	品 位 (%)		矿 石 量 (t)	品 位 (%)		金 属 量 (t)					
	Ni	Cu		Ni	Cu		Ni	Cu		Ni	Cu		Ni	Cu		Ni	Cu		Ni	Cu			
	200	362.70		67.09	81814		0.685	0.123		544.06	100.63		43072	0.665		0.123	286.43		52.98				
	101.63	13.79	17186	0.837	0.164	152.44	28.19	9048	0.887	0.164	80.26	14.84											
150								93284	0.578	0.104	539.18	97.01	135336	0.578	0.104	788.14	141.81						
								19596	0.771	0.139	151.08	27.23	28644	0.771	0.139	220.85	39.52						
100																							
100以下																							
	464.33	85.88	99000	0.704	0.130	696.50	128.82	165000	0.641	0.116	1056.95	192.06	165000	0.612	0.110	1008.99	181.63						
			300					500					500										

续表

阶段 标高	作业 名称	第 五 年						第 六 年						第 七 年					
		矿石量		品位(%)		金属量(t)		矿石量		品位(%)		金属量(t)		矿石量		品位(%)		金属量(t)	
		(t)		Ni	Cu	Ni	Cu	(t)		Ni	Cu	Ni	Cu	(t)		Ni	Cu	Ni	Cu
200	回采																		
	切割																		
150	回采	136356	0.578	0.104	788.10	141.81	788.14	136356	0.578	0.104	788.14	141.81	82727	0.578	0.104	478.16	86.04		
	切割	28644	0.771	0.139	220.85	39.82	220.85	28644	0.771	0.139	220.85	39.82	17378	0.771	0.139	133.98	24.15		
100	回采													53629	0.518	0.098	277.80	52.56	
	切割													11266	0.691	0.131	77.85	14.76	
100	回采																		
以下	切割																		
	回采	165000	0.612	0.110	1008.99	181.63	1008.99	165000	0.612	0.110	1008.99	181.63	165000	0.587	0.108	967.79	177.51		
	切割	500						500						500					
阶段 标高	作业 名称	第 八 年						第 九 年						第 十 年					
		矿石量		品位(%)		金属量(t)		矿石量		品位(%)		金属量(t)		矿石量		品位(%)		金属量(t)	
		(t)		Ni	Cu	Ni	Cu	(t)		Ni	Cu	Ni	Cu	(t)		Ni	Cu	Ni	Cu
200	回采																		
	切割																		
150	回采																		
	切割																		
100	回采	136356	0.518	0.098	706.32	133.93	706.32	136356	0.518	0.098	706.32	133.93	136356	0.513	0.098	706.32	133.63		
	切割	28644	0.691	0.131	197.93	37.52	197.93	28644	0.691	0.131	197.93	37.52	28644	0.691	0.131	197.93	37.52		
100	回采																		
	切割																		
以下	回采	165000	0.548	0.104	904.25	171.15	904.25	165000	0.548	0.104	904.25	171.15	165000	0.548	0.104	904.25	171.15		
	切割	500						500						500					

2-15-14

新泰本縣知縣周如璧題

阶段	名称	采场数目及储量 (万t)				地质储量 ($\times 10^4 t$)	工业储量 ($\times 10^4 t$)	计入损失后的 储量	基建				第一年采								
		可布置采场		实际布置采场数	均储量				采场数目	采出矿量 ($\times 10^4 t$)	合计	开拓	采准	回采	回采	合计					
		采场数目	储量														采场数目	采出矿量 ($\times 10^4 t$)	保有三级储量 ($\times 10^4 t$)	采场数目	采出矿量 ($\times 10^4 t$)
992	E ₁₁ -E ₁₀	8.5	4.3129	8	3.5253	41.79	36.66	36.66	8	0.7202	5.6	6.3202	30.3398	28.2009	4	14.26	14.26				
	小计					41.79	36.66	36.66	8	0.7202	5.6	6.3202	30.3398	28.2009	4	14.26	14.26				
980	E ₁₁ -E ₁₀					5.47	5.47	5.47													
	小计					8.51	5.77	5.77													
940	E ₁₁ -E ₁₀	5.7	5.67	5	4.88	44.58	32.32	32.32	3	0.7202	2.1	2.8202	29.4898	14.6466	2	1.4	7.128				
	小计	5.7	5.67	5	4.88	44.58	32.32	32.32	3	0.7202	2.1	2.8202	29.4898	14.6466	2	1.4	7.128				
900	E ₁₁ -E ₁₀	5.1	5	3	4.2122	30.91	25.5	25.5		0.6852	0.6852	0.6852	24.8148		3	2.1	2.1				
	小计	5.1	5	3	4.2122	30.91	25.5	25.5		0.6852	0.6852	0.6852	24.8148		3	2.1	2.1				
860	E ₁₁ -E ₁₀	8	11.715	8	10.9272	98.49	93.72	93.72	6	0.7027	4.2	5.2014	18.3486	12.9354	2	3.5	7.92				
	小计	8	11.715	8	10.9272	98.49	93.72	93.72	6	0.7027	4.2	5.2014	18.3486	12.9354	2	3.5	7.92				
860	E ₁₁ -E ₁₀	4	9.215	4	8.4272	40.86	36.86	36.86		0.3514	0.3514	0.3514	36.5086								
	小计	4	9.215	4	8.4272	40.86	36.86	36.86		0.3514	0.3514	0.3514	36.5086								
860	E ₁₁ -E ₁₀	8	7.104	8	6.3162	59.45	56.83	56.83		0.7202	0.7202	0.7202	56.1098								
	小计	8	7.104	8	6.3162	59.45	56.83	56.83		0.7202	0.7202	0.7202	56.1098								
860	E ₁₁ -E ₁₀	8	3.365	8	2.5772	29.24	26.92	26.92		0.6852	0.6852	0.6852	28.3848								
	小计	8	3.365	8	2.5772	29.24	26.92	26.92		0.6852	0.6852	0.6852	28.3848								
860	E ₁₁ -E ₁₀	8	8.441	8	7.6532	67.53	67.53	67.53		1.406	1.406	1.406	93.614								
	小计	8	8.441	8	7.6532	67.53	67.53	67.53		1.406	1.406	1.406	93.614								
860	E ₁₁ -E ₁₀	14.5	6.65	12	5.7022	100.04	95.02	95.02		1.3879	1.3879	1.3879	53.2221								
	小计	14.5	6.65	12	5.7022	100.04	95.02	95.02		1.3879	1.3879	1.3879	53.2221								
860	E ₁₁ -E ₁₀	9.8	5.58	5	4.7922	54.71	54.71	54.71													
	小计	9.8	5.58	5	4.7922	54.71	54.71	54.71													
860	E ₁₁ -E ₁₀					435.80	427.69	427.69													
	小计					435.80	427.69	427.69													
860	E ₁₁ -E ₁₀					1103.76	1037.81	1037.81	17	5.9	11.90	15.8	55.7829		8	10.5	29.30839.808				
	总计					1103.76	1037.81	1037.81	17	5.9	11.90	15.8	55.7829		8	10.5	29.30839.808				

某铅锌矿采掘作

阶段名称	矿块或矿段 (储量级别)	矿房矿柱	工业矿量(t)		采出矿量(t)		采准工作			切削工作		回采工作		月掘进效率			
			品位(%)		品位(%)		平巷 (m)	天井 (m)	附产 矿石 (t)	工作量 (m ³)	切削 出矿 (t)	回采中 出矿 (t)	大量 放矿 (t)	采准平巷 及天井 (m)	切削 (m ³)	回采 (t)	大量 放矿 (t)
			Pb	Zn	Pb	Zn											
I-5-1 (全面法)	房		11650		11391		130	92	1077	505	—	10314	—	100/70	500	3300	
		柱	0.36	4.22	0.32	3.8	—	—	—	—	—	—	—				
II-1-1 (充填法)	房		16866		17237		296	140	1176	962	3088	12973	—	100/70	500	1925	
		柱	8.62	16.59	7.84	15.10	—	—	—	—	—	—	—				
II-3-1 (留矿法)	房		20561		21287		168	76	541	1747	3045	5900	11801	100/70	500	1513	4400
		柱	1.04	1.11	0.88	0.94	—	—	—	—	—	—	—				
II-2-1 (留矿法)	房		11895		12315		25	58	1057	1148	4003	2418	4837	100/70	500	1513	4400
		柱	0.13	5.17	0.11	4.39	—	—	—	—	—	—	—				
II-5-1 (全面法)	房		8589		8657		290	82	1906	339	369	3767	—	100/70	500	3300	
		柱	0.43	2.02	0.36	1.67	—	—	—	—	—	2615	—				1238
IV-1-1-3 (充填法 全面法)	房		112068		113832		354	285	6787	1209	3450	92919	—	100/70	500	3300~ 1925	
		柱	3.43	9.24	3.06	8.23	—	122	—	330	340	10336	—				1238
IV-3-1-2 (留矿法 充填法)	房		58897		60968		236	165	1824	2196	5638	30584	13054	100/70	500	1513	4400
		柱	0.94	1.88	0.81	1.62	—	45	—	183	176	9592	—				1238
IV-2-1 (留矿法)	房		36942		38528		8	78	901	937	3492	11380	22755	100/70	590	1513	4400
		柱	2.33	5.68	1.96	4.70	—	—	—	—	—	—	—				
IV-2-1 (充填法)	房		21548		22022		75	186	2385	584	1253	18384	—	100/70	500	1925	
		柱	2.05	8.81	1.87	8.02											

附产矿石 (t)

生产能力t/年t/日

平均出矿品位
Pb/Zn (%)年采出金属量
Pb/Zn (t)年(季)度工作量采
准/切削 (m/m³)年度保有三级矿量备
采/采准/开拓 (t)同时工作凿岩机
台数 (台)

业 进 度 计 划 表

表 2-15-15

第×年												第 × 年												第 × 年												第×年																	
7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6																		
												1077t 7t/d												10314t 120t/d																													
706t 470t 3088t 4t/d 29t/d												12973t/d 70t/d																																									
514t 3t/d												3045t 15t/d												5900t 11801t 55t/d 160t/d																													
1057t 4003t 17t/d 31t/d												2418t 4837t 55t/d 160t/d																																									
1906t 8t/d												369t 3767t 26t/d 120t/d 2615t 45t/d																																									
6787t 3450t 32t/d 52t/d												23265t 27225t 23100t 120t/d 190t/d 140t/d												15400t 70t/d																													
1624t 12t/d												5638t 48t/d												5775t 11550t 10725t 2534t/d 70t/d 70t/d 55t/d 55t/d												13054t 160t/d																	
901t 13t/d												3492t 40t/d												9078t 2302t 19675t 3080t 55t/d 160t/d																													
2385t 1253t 12t/d 19t/d												11550t 6834t 70t/d																																									
1247												31046												24048												19262						33221											
1247t/a 7t/d												31046t/a 94t/d												107713t/a 326t/d												95165t/a 577t/d												264187t/a 800.5t/d					
4.82/8.96												2.36/6.65												2.65/5.73												2.92/6.23												3.24/5.87					
60.11/111.70												733.71/2063.71												2845.86/6164.65												2777.57/5924.58												8557.63/15515.09					
5061—												2239/6155												1577/5472												763/3736												2097/6892					
159546/243701/1540473												159036/265631/1454836												283341/367133 1422197												334102/76011/1218557																	
1												3 4 5 4 2 1												5 6 8												8 8												8					

掘进进度计划图表是矿山投产后逐年并巷掘进进度的图表。一般是按设计确定的生产时期的开拓工程、生产探矿工程、按标准采矿方法计算的采准切割工程,分阶段分作业项目逐年列出其作业量的进度计划,保证回采与掘进工作协调。

掘进进度计划可与采矿进度计划编制在一起,形成采掘进度计划表;也可与基建进度计划编制在一起,另编回采进度计划。

某些大型矿山为了把回采进度计划编制得既详细而又简单明了,分矿带编制采矿进度计划表,用逐年产量发展图表的型式综合表示全矿逐年产量,如表2-15-14及表2-15-15。

对矿体规整、矿石质量波动不大的矿山,可用新水平的开拓、采准速度与回采工作年下降速度等指标来验证回采与采准的适应程度,找出衔接关系,也可不编制掘进进度计划图表,只编制采矿进度计划图表,或者两者都不编制。

15.6.3.2 采掘进度计划的编制方法

设计中编制的采掘进度计划,通常由表格和文字两部分组成,在文字部分说明编制计划的原始资料、编制原则和采掘顺序等。在表格中列出开采范围内各阶段的工业矿石量、品位和金属量。根据设计推荐的采矿方法和矿床赋存条件所确定的矿石损失率、贫化率,计算出各阶段(或矿体、矿块)的采出矿石量,出矿品位和金属量、同时根据可能的采矿强度计算出逐年的出矿量,出矿品位和金属量,并确定同时作业的阶段数目。

采矿强度可按类似矿山的开采年下降深度选取,或按各阶段的矿体走向大致划分矿块,然后根据设计所确定的矿块昼夜生产能力计算各阶段、各矿体的出矿能力。

新建矿山的矿块生产能力,应逐步达到设计规定的指标。一般可按设计矿山具体条件,中小型矿山考虑1~3年,大型矿山3~5年达到设计规定的指标。

为力求矿山逐年的产量、品种和品位均衡,在编制计划的过程中应采取具体措施(如局部改变回采顺序,为减少采出矿石的质量的波动而增加备用采区的数量等)。

采掘进度计划的编制比较复杂,在编制计划过程中,往往要经过反复多次的修改。

在矿山生产后,经过生产探矿和采准工作必将补充一定数量新的地质资料,故尚需在这种计划的基础上,根据新的地质资料具体地编制逐年的采掘计划、采掘季度计划和月计划,以指导矿山生产。

15.6.3.3 采掘(或回采)进度计划的图表形式和实例

采掘(或回采)进度计划的图表形式繁多,表2-15-12至表2-15-15列举了几种表格形式和实例供设计时参考,设计者可根据矿山的实际情况对表格形式进行适当修改,使之适应设计矿山的需要。

第十六章 矿 井 通 风

责任编辑单位 长沙有色冶金设计研究院

编 写 人 李兰亭 曾澄智 易建斌

16.1 矿 井 通 风 系 统

16.1.1 通 风 系 统 选 择

拟定矿井通风系统的原则要求和考虑因素

在拟定矿井通风系统时,应严格遵循安全可靠、通风基建费、经营费最低和便于管理的原则,即:

(1) 矿井通风网络结构合理:集中进、回风线路要短,通风总阻力小,多阶段同时作业时,相邻各分支风路的压差要小,主要人行运输坑道和工作点上的污风不串联。

(2) 风量分配调节应易于满足生产需要,内外部漏风少。

(3) 通风构筑物和风流调节设施、辅扇、局扇要少,并便于维护管理。

(4) 充分利用一切可用以通风的井巷,使专用通风井巷工程量最小。

(5) 通风动力消耗少、通风费用低。

为使拟定的矿井通风系统安全可靠和经济合理,必须研究和分析下列资料:

(1) 矿体在平面上分布范围的大小,在垂直方向的延伸深度以及在空间上的集中与分散程度等。

(2) 矿岩中含游离二氧化硅的高低、含硫量、自燃发火性、含铀高低和分布情况以及热水和地温异常等等。

(3) 矿区海拔高度、总图布置、地形地物条件、工业场地位置等。

(4) 开拓方案、开拓井巷布置、地下炸药库、溜井位置、采准布置形式等。

(5) 矿井设计规模、同时回采的区段或阶段的多少,阶段回采高峰期的生产能力等。

(6) 矿井自然通风量的大小和有无利用的可能。

矿井通风方案与矿井开拓提升运输、采矿方法、开采顺序、采准布置方案关系密切;故方案比较时,一并进行考虑。亦可单独列出不同的通风方案进行比较。

技术比较的主要内容:

(1) 通风系统的安全可靠性;

(2) 通风网络的复杂程度,串联的可能性;风质的好坏;风流控制的难易。

(3) 矿井风压大小及风压分布、高风压区通风构筑物的数量及其对矿井漏风量大小的影响。

(4) 矿井主要风流控制设施的位置、对生产运输的影响和管理的难易程度。

(5) 主通风机的位置,安装、供电、检修维护的方便程度。

(6) 通风管理人员的数量。

上述各点可用各方案技术对比表形式进行分析对比。

经济比较的主要内容:

- (1) 通风井巷工程量、坑内主要通风构筑物的工程量、地面构筑物的工程量;
- (2) 矿井通风设备数量、装机容量;
- (3) 通风基建投资(井巷、设备、构筑物、建筑物,平基土石方等);
- (4) 电力消耗;
- (5) 年经营费(电力、工资、材料、大修、折旧等);

为了便于分析比较,可将矿井通风系统各方案技术经济指标汇总成表2-16-1的形式。

在经济比较差值不很大的情况下,选定通风系统应着眼于通风系统的技术可靠性和控制管理的难易程度,因为这是保证通风系统今后能否有效工作,作业面能否获得必要风量的首要因素。

通风方案技术经济比较表

表 2-16-1

项 目	第一方案	第二方案	第三方案
风流线路长度(m)			
矿井风量(m^3/s)			
矿井通风阻力(Pa)			
主通风井巷的风速(m/s)			
设计漏风量大小(或漏风系数)(m^3/s)			
风流控制设施(个)			
通风井巷工程量(m^3)			
主通风机台数(台)			
主通风机装机容量(kW)			
辅助装机容量(kW)			
基建费用(万元)			
年经营费(万元)			
每吨矿石通风费用(元)			
年产万吨耗风量(m^3/s)			
通风定员(人)			

16.1.2 集中通风与分区通风

集中通风系统即全矿一个通风系统,其主要适用条件为:矿体埋藏较深,走向长度不太长,分布较集中,且连通地面的老硐、采空区、崩落区等漏风通道较少的矿山;或矿体走向较长,分布较为分散,但矿体各采区或矿段便于分别开掘回风井,安装扇风机,构成全矿并联回风系统的矿山,均可采用全矿集中通风系统。

分区通风系统即将全矿划分成几个独立的通风系统,其主要适用条件为:矿体走向很长或矿脉群用平硐溜井开拓的,矿床地质条件复杂,矿体分散零乱或矿体被构造破坏,天然划分为几个区段井和采空区、崩落区与地表连通处较多,漏风较严重,且各采区之间连接的主要运输井巷很少,易于严密隔离的,或矿井各采区、矿段有贯通地表的现成井巷可利用作为各分区通风系统的主进、回风井巷,且各分区之间易于严密隔离的矿山,以及矿石或围岩具有自燃危险需分区反风或需采取分区隔离救灾措施的矿山;通风线路长或网路复杂的含钨金属矿井,一般应采用分区通风系统。

某些矿井可根据其特定的条件,将矿井生产初期或上部阶段划为分区通风,生产后期或下部中段划为集中通风两种不同的通风系统。

矿井通风系统除集中通风与分区通风系统外,还有近年来国内外正在试验采用的多级机站压抽式通风系统,见16.1.7。

16.1.3 进、回风井的布置形式

按照全矿统一通风与分区通风系统的进风井和回风井相对位置的不同布置形式,可分为对角式(对角单翼式与对角双翼式)、中央式(中央并列式、端部并列式和中央分列式)、混合式三种布置形式。其适用条件和矿山实例见表2-16-2。

三种不同风井布置型式的优缺点是:对角式一般具有风路短,风压小且比较稳定,各分支风量自然分配较均匀,进风井、回风井相距较远,井底车场漏风小,污风和噪音污染工业场地较少等优点,其主要缺点是:基建井巷工程量大,投资多,基建时间长,通风网路中易产生角联,影响风流的稳定性,主扇的供电检修和管理不方便,当采用多台风机并联运转时不易实现反风。中央式的优缺点与对角式相反。混合式的优点是:当矿床走向特别长,矿床范围较大时,有利于分期建设,分期投产。其缺点是风量控制调节较复杂,投资大,管理不便。

16.1.4 通风方式

矿井通风方式有抽出式、压入式和混合式三种。

确定矿井通风方式的主要因素为:

- (1) 开采过程中产生漏风大小的条件和因素;
- (2) 安装主扇的地形条件;
- (3) 矿井总通风阻力的大小;
- (4) 漏风方向对风质的影响程度;
- (5) 需设置通风构筑物的多或少,及其可靠程度和维护管理的难易;
- (6) 内因发火矿井、高海拔矿井、含铀金属矿井和高温、热水、高硫矿井等对通风方式的要求。

各种通风方式的适用条件和优缺点详见表2-16-3。

16.1.5 矿井通风网路

16.1.5.1 设计矿井通风网路的原则和要求

拟定的矿井通风网路,一般应符合通风阻力小、漏风少、风流稳定、风量分配调节容易污风不串联和通风构筑物少等主要原则和要求,即:

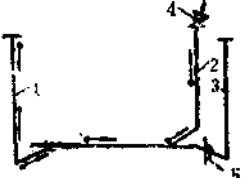
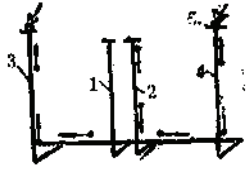
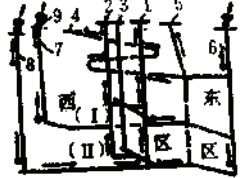
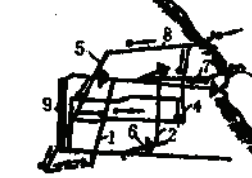
(1) 应充分利用金属矿山多阶段作业时的各阶段进、回风坑道断面的通风能力,在各阶段的进、回风段巷道之间设置共用的并联和角联的风量调配井巷,扩大自然分风网的范围,以降低最大风路的阻力和矿井总阻力。

(2) 在相邻阶段需风量相差较大的情况下,要使各阶段风路的压力差达到最小,以利风量自然均衡分配、减少调节设施和漏风。

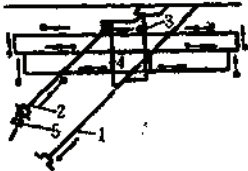
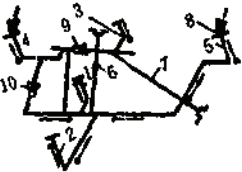
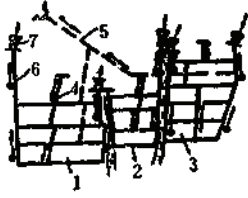
(3) 供给工作面 and 产生粉尘或有害气体生产点(如主溜井、井下破碎硐室和炸药库

风井布置形式实例表

表 2-16-2

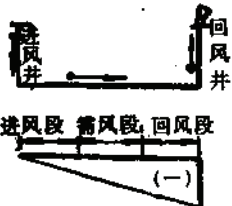
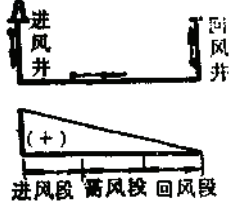
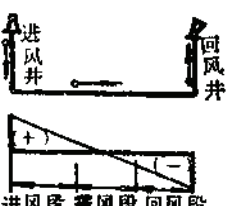
通风系统和风井布置形式分类	进回风井布置形式及实例	示意图	适用条件
全矿集中通风系统	进回风井分别位于矿体走向两端。如会理煤矿 对角单翼式	 1—主井(罐笼井); 2—回风井; 3—副井; 4—主扇; 5—风门	适用于矿体走向不长, 埋藏较浅, 用端部开拓回采的阶段不多的中小型矿井
	例 1: 进风井位于矿床走向中央矿体两端各设一回风井。如铜绿山矿 对角双翼式	 1—主井; 2—副井; 3—南风井; 4—北风井; 5—主扇	矿体走向不太长, 或矿体较为分散, 采用中央式开拓, 回采阶段多, 而需风量不太大的大、中型矿井
	例 2: 中央进风, 两端在垂直方向各设一个或几个回风井, 如凡口, 河北铜矿 双翼式	 1—老副井; 2—新副井; 3—主井; 4—主斜坡道; 5—措施斜井; 6—东风井; 7—老南风井; 8—新南风井; 9—主扇	矿体埋藏较深走向较长, 或矿体分散, 但集中分布在两翼, 采用中央开拓, 同时回采的阶段多, 需风量较大的大、中型矿山
全矿集中通风系统	进回风井并列布置, 在矿体走向的中央如王村铅土矿 中央并列式	 1—提升斜井; 2—通风斜井; 3—主扇; 4—120m水平	矿体走向不长, 埋藏较深, 矿床两端未探清或地形不便于设置风井和主扇的中央式开拓的中小型矿井
	进回风井并列布置, 在矿体走向一翼的端部, 如云锡松树脚矿 端部并列式	 1—进风斜井; 2—1°盲竖井; 3—主扇; 4—东回风斜井; 5—南回风斜井; 6—风门; 7—进风平硐; 8—回风平硐; 9—溜井	矿体走向较短, 埋藏较深, 采用端部开拓, 在矿体另一端不便开掘回风井巷和安装主扇矿床另一端未探清又急于投产的中小型矿井

续表

通风系统和风井布置形式分类	进回风井布置形式及实例	示意图	适用条件
全矿集中通风系统	中央分列式	进回风井巷布置在中央,但两者有相当距离。如鞍山铁矿玲珑坑  1—进风平硐; 2—回风平硐; 3—盲竖井; 4—溜矿井; 5—主扇	矿床走向较短,矿床两翼未探清又急于投产或两翼不便设置风井及主扇和用平硐开拓的山区中小型矿井
	混合式	进风井位于矿床中央的顶盘,1°回风井位于中央底盘,2°,3°回风井位于矿床东西两翼。如锦铁山南矿  1—1°竖井; 2—2°竖井; 3—1°风井; 4—2°风井; 5—3°风井; 6—中央通道; 7—放水巷; 8—主扇; 9—坑内扇; 10—拟设入井下的主扇	矿床走向较长,分布范围较广,矿床勘探程度不够又需加快矿山建设的大中型规模矿井
分区通风系统	对角单翼式	进风井与回风井分别位于每一分区的两端,如庞家堡铁矿的第三、四、五分区通风系统  1—进风井; 2—回风井; 3—三区盲井; 4—四区盲井; 5—五区盲井; 6—1080平硐; 7—850平硐; 8—主扇	走向长或矿体分散埋藏较浅,处于侵蚀基准面以上,贯通地表的出口较多,但分区之间易于隔离的矿井
	对角双翼式	进风井布置在分区的中部,回风井布置在分区的两端如龙烟铁矿白灰坑的西区 and 东区分区通风系统  1—西区; 2—中区; 3—东区; 4—进风井; 5—进风平巷; 6—回风井; 7—主扇	矿体分散,走向长度很大,分布范围广,埋藏较浅,分区之间便于隔离的矿井

通风方式适用条件

表 2-16-3

项 目	通 风 方 式		
	抽 出 式	压 入 式	混 合 式
1	2	3	4
风流方向及风压分布示意图			
适 用 条 件	(1) 回风段易于维护, 与地表沟通的通道少的充填法矿井	(1) 回风段与地表沟通多, 难于密闭和维护, 如平硐开拓的钨矿及由露天转地下的矿井	(1) 矿井主要漏风区段在需风段, 而进回风段均易密闭和维护
	(2) 矿体埋藏较深或回采后采空区易于密闭及覆盖岩层厚, 透气性不强的崩落法矿井	(2) 进回风井口高差大, 及高海拔平硐开拓的矿井	(2) 不允许风流经由崩落采空区漏风的矿井
	(3) 贯通地表的运输平硐多, 不宜多处安装自动风门	(3) 矿体埋藏较浅, 回采区有大量井巷通地表或覆盖岩层较薄, 透气性强的崩落法矿井	(3) 矿井的进、回风段漏风都很大, 为了使矿井风压分布均匀, 降低高压区段风压, 以减少漏风
	(4) 矿石围岩有自燃发火危险的矿井	(4) 矿体端部勘探不清, 只能用临时性回风小井以及受地形条件限制, 无适当位置设回风井和主扇的矿井	(4) 通风线路长, 矿岩节理裂隙发育的含铂金属矿井
		(5) 矿岩节理裂隙发育的含铂金属矿井	
优 点	(1) 可利用副井进风, 进风段风速小, 人行、运输劳动条件较好	(1) 可利用采空区、崩落区或回风段其它通地表的井巷组成多井巷回风减少阻力, 回风道的密闭工程量少, 维护费用低	(1) 漏风小, 可通过调整正负压交界的零压点位置, 控制与地面之间的漏风
	(2) 不需专用进风井巷和井口密闭	(2) 矿井风压处于正压状态, 可减少井巷、空区、矿岩裂隙中有毒有害气体的析出量	(2) 可克服较大的通风阻力
	(3) 排烟速度快, 且风流主要是在回风段进行调节, 不妨碍人行运输, 便于维护管理	(3) 可结合井口房密闭进行预热空气	(3) 可结合井口房密闭或专用进风井巷预热空气, 解决进风井防冻问题
	(4) 矿井风压呈负压状态, 对自燃发火矿井的防止火灾蔓延或主扇停风时不引起采空区有毒气体突然涌出等方面比较有利	(4) 新风通过主扇, 腐蚀性较小	

续表

项 目	通 风 方 式		
	抽 出 式	压 入 式	混 合 式
缺 点	(1)当工作面经崩落区与地表沟通时较难控制漏风	(1)利用生产井巷作进风井巷时,井口密闭困难,漏风量大,管理复杂。若开掘专用进风井时,则工程量大,基建投资多	(1)进回风段的密闭工作量大,且需自动风门,较难维护管理
	(2)当利用提升井进风时,有的井筒需要防冻	(2)进风段风速大,对人行运输不利,劳动条件差	(2)进回风段风速均较大,对人行运输不利,劳动条件差
	(3)污风通过主扇,腐蚀性较大	(3)进风段密闭工作量大,且需自动风门,影响人行运输,维护管理也较复杂	(3)需要两套主扇设备,设备投资较多,管理较复杂
		(4)在回风段风压低,排烟速度慢	(4)与压入式的(1)相同

硐室等)的新鲜风流网路与排出的污风网路不相互串联。

(4)通风构筑物少,特别要尽量避免或少用井筒密闭和自动风门装置。

16.1.5.2 通风网路型式

现在实际应用的几种矿井通风网路型式详见表2-16-4。

16.1.6 采场通风

采场通风网路与通风方法,随各种采矿方法及其采准结构形式不同而变化。根据各种采矿方法的结构特点,采场通风可以归纳为巷道型或硐室型采场通风、耙道群底部结构采场通风和无底柱分段崩落法采场通风三大类。

采场工作面通风一般均采用贯穿风流通风,而无底柱分段崩落法和分层崩落法以及下向(上向)进路充填法的采矿、掘进作业均在独头进路中进行,需采用局部通风。

采场通风的效果,除与采场和矿井通风网路结构的合理与否有关外,还与回采顺序,上、下阶段间的采场配置有关。

三种不同类型采场通风网路结构型式详见表2-16-5。

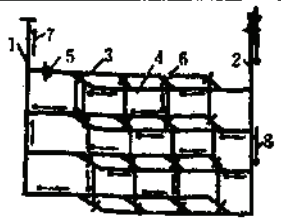
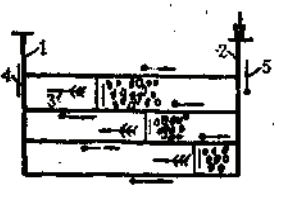
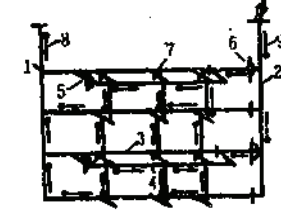
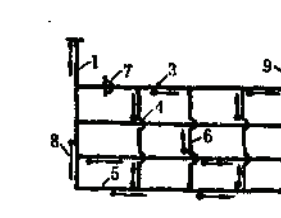
16.1.7 多级机站压抽式通风系统

瑞典基鲁纳铁矿的多级机站压抽式通风系统已为人们熟知。在国内有梅山铁矿北采区、大冶尖林山矿龙洞采区和云锡老厂胜利坑中央通风区(系统)进行了工业性试验,均获得了成功,并取得了好的经济效益。两个大型地下矿——梅山铁矿和金川有色金属公司二矿区,在设计中将全部采用这种新型通风系统。

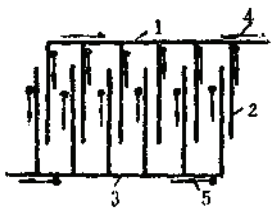
多级机站压抽式通风系统是在井下设立数级扇风机站,接力地将地表新鲜风流经由进风井巷压送到井下作业地点,而污风同样由数级风机经回风井巷抽送出地表。通风系统中每级机站由多台相同的风机并联组成,各级机站之间为串联工作,在通风网路中,各级机站的工作方式既是压入又是抽出,井下由多个类似的独立的通风分系统组成全矿的通风系

通风网络型式

表 2-16-4

通风网络结构型式	图 示	网络结构特点及适用条件
平行双巷式网络	 1—进风井, 2—回风井, 3—运输进风坑道, 4—回风坑道, 5—风门, 6—密闭, 7—新鲜 风, 8—污风	每个阶段开掘双巷, 一条做本阶段的进风道, 另一条为下阶段或本阶段的回风道。上下阶段污风不串联, 网络较简单, 但通风构筑物较多, 管理不严时, 漏风量大 适用于矿体较厚或有现成坑道可利用的多阶段作业的矿井, 如凡口矿, 河北铜矿
阶梯式网络	 1—进风井, 2—回风井, 3—回采 方向, 4—新鲜风, 5—污风	利用上阶段运输平巷或运输坑道作为下阶段的回风道, 形成上下阶段风流不串联和较稳定风流的并联网路, 且工程量少, 但开拓采准阶段的污风需单独引到回风道排出地表 适用于严格按后退式回采的上阶段超前于下阶段回采的矿井如浦市磷矿, 胡家裕铜矿南河沟坑口
上、下阶段 间隔式 网络	 1—进风井, 2—回风井, 3—运输进风坑道, 4—专用回风道, 5—风门, 6—调节风门, 7—密闭, 8—新鲜风, 9—污风	两个阶段共设立一条专用的回风道, 上阶段下行回风, 下阶段上行回风, 构成树枝状角联网路, 风流稳定性较差, 风量分配调节较困难, 但通风井巷工程量少, 可有效解决多阶段作业污风串联的问题 适用于不宜开掘回风天井以及工作面可采用下行通风的矿井。如红透山矿, 小西林铅锌矿
棋盘式 网络	 1—进风井, 2—回风井, 3—总回风道, 4— 风桥, 5—进风平巷, 6—回风天井, 7—风 门, 8—新鲜风, 9—污风	利用上部已结束的生产阶段运输平巷做总回风道, 下部各生产阶段沿走向每隔一定距离布置回风天井, 回风天井用风桥跨过各阶段运输坑道与总回风道连通, 回采工作利用上一阶段已采区的运输道回风, 或开掘专门采区回风道与回风天井连通。形成矿井沿走向分成几个并列回风天井的复杂角联网路, 风流稳定性较差, 但有阶段与阶段, 工作面与工作面之间污风不串联的优点 适用于多阶段作业, 开采中厚以上矿体或平行密集矿脉, 以及有现成的天井可供利用的矿井, 如锡矿山南矿, 牟定铜矿都家河坑口

续表

通风网路结构型式	图 示	网路结构特点及适用条件
梳式网路	 1—进风平巷；2—穿脉通风假巷；3—回风平巷；4—新鲜风；5—污风	在每个阶段开掘沿脉双巷，一条进风，一条回风，将穿脉巷道用隔墙分成两格，新鲜风流从进风坑道经穿脉的人行运输格进入采场，污风由穿脉通风假巷格至回风坑道，构成双巷式通风网。这种网路能有效的解决污风串联问题，且通风井巷工程量较小，但建筑穿脉通风假巷工程繁杂，过风断面小，阻力大，假巷不严密时，漏风大。 适用于平行密集脉状矿体，如盘古山铜矿、平桂珊瑚铜矿

统。图 2-16-1 为梅山北采区多级机站压抽式通风工业试验系统图。图 2-16-2 为金川二矿区 1^号矿体多级机站通风风流示意图。图 2-16-3 为金川下向充填法盘区管道通风设计图。

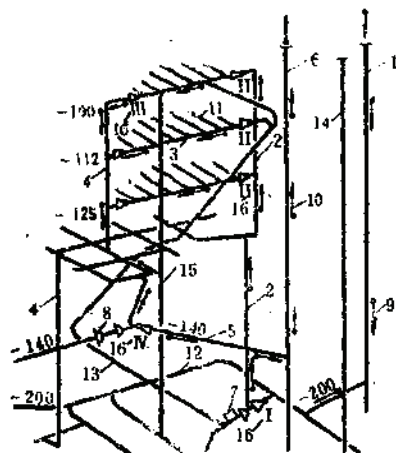


图 2-16-1 梅山矿北采区多级机站压抽式通风系统图

1—副井；2—进风井；3—分设平巷；4—回风井；5—回风道；6—东南风井；7—集中控制室；8—风门；9—新鲜风；10—污风；11—下段进路；12—上盘运输平巷；13—斜坡道；14—主井；15—副井；16—多级机站级数

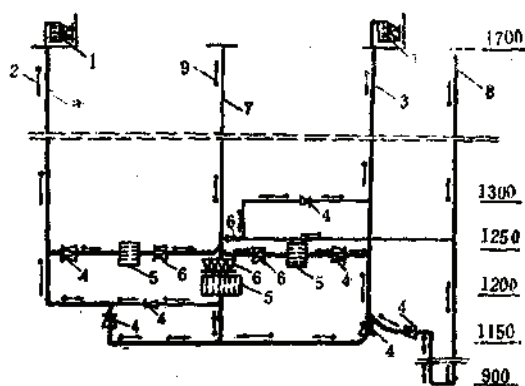


图 2-16-2 金川二矿区 1^号矿体多级机站通风系统示意图

1—空气预热器；2—新鲜风；3—进风井；4—供风机站；5—回采盘区；6—排风机站；7—排风井；8、9—通地漏斜坡道及污风排出

多级机站通风系统与现行的集中大主扇通风系统比较，其主要优点是：

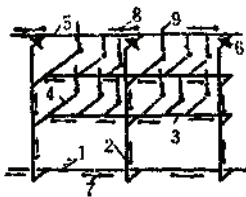
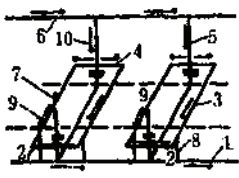
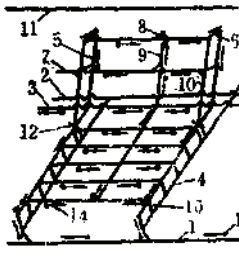
(1) 多级机站为多个并联的相同小风机组成，因而可以根据作业区需风量的变化而开闭风机调节风量。可以做到按需分配风量，同时也降低了能耗。

(2) 多级机站均为压抽式串联通风，可降低全矿通风网路压差，工作面形成零压区，可使漏风减少。

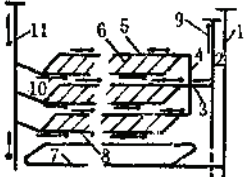
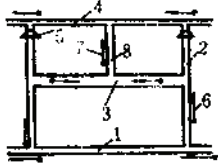
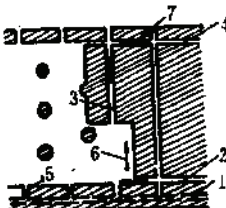
(3) 供风排风一般都设专用井巷使新鲜风流不经过漫长的运输大巷而径直送到需风作业面，从而保证了进风量，减少内部污风。

采场通风网络结构型式

表 2-16-5

分类	通风网络型式	图 示	网路结构特点及适用条件
1	2	3	4
无底柱分段崩落法的采场通风	管道通风井角联式网路	 1—进风天井; 2—回风天井; 3—分段平巷; 4—回采进路; 5—局扇风筒; 6—回风平巷; 7—局扇; 8—风门; 9—新鲜风; 10—污风; 11—进风平巷	利用采场的人行、设备井和分段平巷,分段进路进风用铺设在同一段平巷和进路中的局扇,风筒和采场回风天井回风,构成一复杂的角联通风网路,采场内风量分配调节较困难,风筒易损坏,漏风大,污风易串联,维护管理困难 适用于无“爆堆通风”条件的中厚以上急倾斜厚大矿体
	爆堆通风井角联式网路	 1—进风平巷; 2—进风天井; 3—分段平巷; 4—回采进路; 5—回风平巷; 6—风门; 7—新鲜风; 8—污风; 9—爆堆排出污风	利用矿井主扇或采区轴扇的风压,将采场分段进路的污风由爆堆和崩落覆盖岩的空隙排入上部回风道或直接排出地表,构成一井联网路,污风不串联,通风效果较好,管理方便,但临时性密闭工程量大,非作业进路漏风大,进路分风不均匀等 只适用于爆堆和崩落覆盖岩透气性良好的矿山
耙道群底部结构的采场通风	耙道群井角联式通风网路	 1—阶段脉外运输道; 2—进风联络道; 3—电耙道; 4—回风联络道; 5—回风天井; 6—上阶段回风平巷; 7—下盘进风人行天井; 8—溜井; 9—新鲜风; 10—污风	耙道垂直矿体走向布置,新鲜风流自阶段脉外运输平巷经进风人行天井和联络道进入各耙道,污风由回风联络道经回风天井排入上阶段回风平巷。每个矿块形成独立的井联网路。风量分配调节容易,风流较稳定,管理方便,但矿块回风井巷工程量大,适用于厚大矿体,如杨子林子岭矿等
	耙道群角联式通风网路	 1—上盘运输平巷; 2—下盘运输平巷; 3—脉外专用回风道; 4—穿脉巷道; 5—进风人行天井; 6—进风电耙联络道; 7—电耙道; 8—回风电耙联络道; 9—回风天井; 10—溜矿井; 11—上阶段运输平巷; 12—密闭墙; 13—新鲜风; 14—污风	本例为倾斜矿体,故布置了多层耙道。耙道沿矿体走向布置,新鲜风流由运输平巷,经矿块两端人行进风天井和电耙联络道,进入各耙道,污风由矿块中央的回风电耙联络道排入脉外专用回风平巷,构成树枝状复杂角联网路,风量分配调节较困难,风流稳定性较差,二次破碎影响邻近耙道,密闭工作量大,但它可避免污风对上阶段的污染,有多阶段同时作业,通风工程量小等优点,如桃林铅锌矿等

续表

分类	通风网路型式	图 示	网路结构特点及适用条件
1	2	3	4
把道群底部结构的采场通风	多层把道群角联式通风网路	 1—竖井；2—专用进风井；3—专用进风平巷；4—采区进风井；5—把矿层进风联络道；6—电把道；7—阶段运输平巷；8—把矿层回风联络道；9—新鲜风；10—污风；11—回风井	采区把道垂直矿体走向布置，各把道用顶底盘进、回风电把联络道相互贯通，新鲜风流自专用进风平巷、采区进风天井进入各层进风把道，联络道分风至各把道，污风由回风把道联络道排入回风井。构成采区各分层并联，分层把道群角联的通风网路，它有各分层同时作业污风不串联的优点，但把道的风量分配调节较困难，风流稳定性较差，管理复杂 适用于多分层把道同时作业的缓、急倾斜的厚大矿体，如篦子沟铜矿、莱芜马庄矿、易门铜矿狮山坑等
	充填法浅孔留矿法采场通风网路	 1—阶段运输平巷；2—人行通风天井；3—回采工作面；4—回风平巷；5—风门；6—新鲜风；7—污风；8—充填井；9—回风天井	利用阶段运输平巷和人行通风天井（或顺路天井）进风，充填井或回风井和上部阶段平巷回风，构成一简单的贯穿风流网路，必要时在采场回风处设局扇辅助通风 对于碉室型采场，由于有通风死角和回流，通风效果差，则需采用局扇吹风 上图为上向分层充填法，下图为浅孔留矿法的风流线路图
	房柱法采场通风网路	 1—阶段运输巷；2—进风巷道；3—回风天井；4—上部回风巷道；5—出矿口；6—新鲜风流；7—污风	利用下阶段运输平巷，切制巷道进风，采准巷道和回风平巷回风 一般均为扁室型碉室，存在通风死角，需用局扇吹风

(4) 结合风网特点，合理布设机站，使用风机进行分风，灵活可靠，提高了工作面的有效风量。

其主要缺点是：

(1) 机站和风机数量多，且遍布全矿井，要随时结合作业需风量的变化而调节，以保证各风机协调稳定地工作，要求有高效率高质量的维护和管理水平。并需设有相应的集

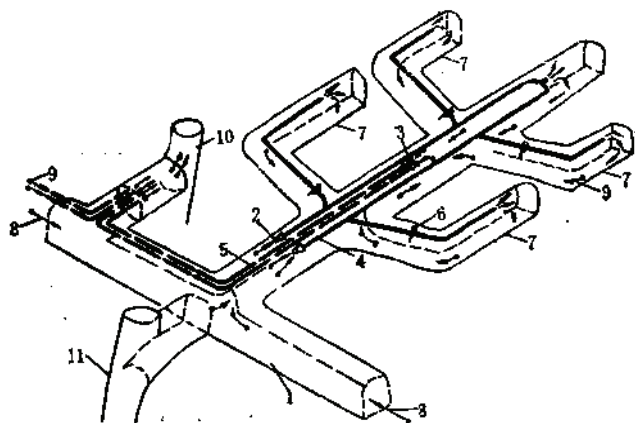


图 2-16-3 金川下向充填法盘区管道通风设计图

1—运输坑道；2—盘区送风设备；3—盘区抽风设备；4—进风管；5—排风管；6—调节板；7—回风进路；8—新鲜风；9—污风；10—排风天井；11—矿石溜井

中遥控装置。

(2) 风机站在井下通风巷道中的建筑结构的局部阻力大，占机站风机全压的 $\frac{1}{3} \sim \frac{2}{3}$ ，从而抵销了多级机站通风漏风小所带来的节能效益的大部。

多级机站通风系统适用于生产作业分布广的矿井；对无法使用贯穿式风流通风的进路式采矿法的矿山尤为适用，对某些有分区通风条件的矿山亦可适用。

多级机站通风设计的原则和要求：

(1) 机站级数是依据矿井通风网路型式而定。机站一般都设在主要分风点上，新风为压入通风，污风为抽出式通风，二者各设一到三级机站，全矿通风系统为三到六级机站。

(2) 机站并联风机的台数系根据风量调节的需要，结合拟选风机的风量风压的匹配来选定，在通常情况下，并联风机台数以2~4台为宜，为了便于风量调节，各对应机站和前、后机站的风机能力和台数应考虑匹配一致，对采区机站的风机，要便于拆装。

(3) 适用于多级机站通风系统的风机，除了要求风压小，风量大，噪音低、效率高和防潮之外，为了保证并联风机运转的稳定性，要求风机特性曲线为单调下降，没有明显的马鞍形。同一机站的风机和电机要求为同一型号规格的。

(4) 风机的风压选取要满足各级机站风压之和等于或大于系统总阻力，在满足各级机站需要风量和系统总阻力的前提下，各级机站风机的匹配选择应进行多方案比较，对系统的风机总功率及有效风量率等进行电子计算机解算预测，最后择优选定。

(5) 井下风机站的多台风机并联都为上下布置，并要加强密闭墙和门的密封性，又要便于拆装和检修。在风机入风侧应安有闸门、风筒；出风侧应连接扩散器，靠近爆破工作面的机站应考虑防止冲击波的破坏。

(6) 通风分区的大小根据矿体分布，采矿方法和装运设备而定。通风区小时，全矿的通风区就多，需要的入风和回风天井及机站也就多。对大型规整的矿体而言，目前可按

走向长150~200m考虑。

(7) 多级机站通风系统的有效风量率高,漏风系数可取低限值。

(8) 全矿通风系统要建立一套风机的集中遥控系统。

16.1.8 地下主扇设置

主扇的安装位置可分为地面和井下两种,在一般情况下(不包括多级机站压抽式通风方法),主扇都安装在地面,但有些矿井受条件限制,而将主扇安装于井下。例如:

(1) 地形陡峻,无适当位置可供安装主扇或地面有山崩、滚石、雪崩和滑坡等威胁;

(2) 矿井通风巷的运输、人行频繁,风流难以控制,而回风井巷又与采空区及地表沟通,密闭困难,或回风道受地压破坏漏风严重;

(3) 主扇距工作面太远,矿井风压高,沿途漏风大;

(4) 采用小主扇通风的矿井,机体小,结构简单,拆装容易,无需建立大型主扇硐室。

(5) 压入式通风利用提升井进风,而井口密闭难以解决的。

安装于井下的优点为:主扇装置和进回风段的漏风较少;主扇靠近工作面,矿井有效风量率较高,可以同时利用多井巷进风和回风,降低矿井通风阻力和节省大量密闭工程;矿井风压差相对比较小(部分为正压,部分为负压),分风、控风较容易。其缺点是:主扇的安装、供电和检修维护不方便,易受井下大爆破或其它灾害的影响;井下发生火灾时,可能因烟火侵入主扇风机房而不能实现反风。

主扇安装在井下时的注意事项:

(1) 主扇安装位置应选择在爆破冲击波和地震波影响范围以外的安全地带。

(2) 对于抽出式通风的主扇机房和安全通道,要有可靠的供给新鲜风流措施。

(3) 应使主扇的进风和回风风路严密隔绝,防止风流循环。

(4) 要考虑井下主扇反风的措施。

国内金属矿山主扇安装在坑内的有:东川矿务局,锡矿山南矿,华铜铜矿,湘东钨矿和西华山钨矿等矿山。

16.1.9 矿井通风构筑物

为了使矿井中的风流按照规定的网路和风量流动,必须在矿井通风网路中设置各种控制风流的通风构筑物。

矿井通风构筑物见表2-16-6。

16.1.10 通风井巷经济断面的确定

《冶金矿山安全规程》规定,井巷最高风速不得超过表2-16-7规定。

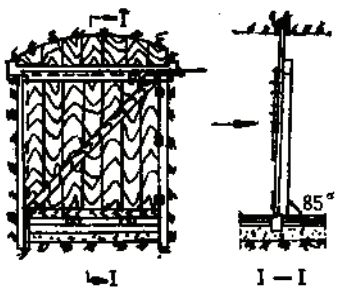
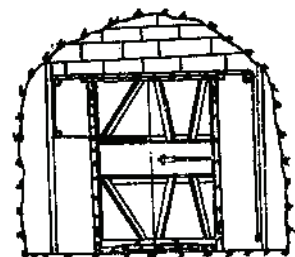
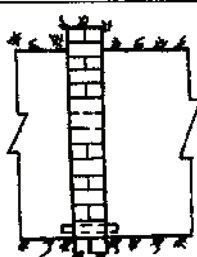
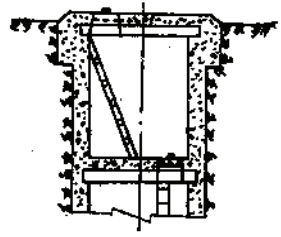
主要通风井巷净断面的确定,应在小于上表风速前提下,进一步求出其基建投资和经营费两项总费用最低的井巷断面,作为通风井巷的经济断面。

16.1.11 主通风井巷经济断面计算法

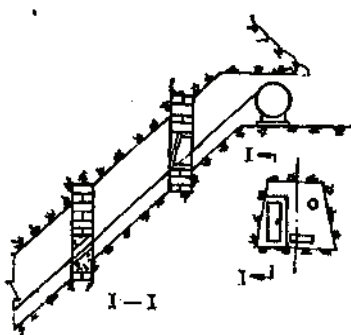
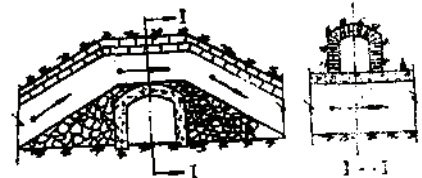
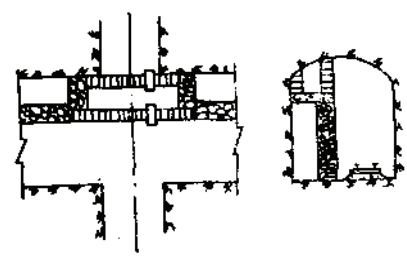
(1) 通风井巷基建投资与通风井巷维修费、通风电费之现值(W)与井巷断面积

矿井通风构筑物一览表

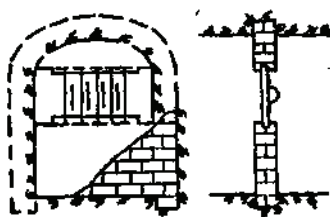
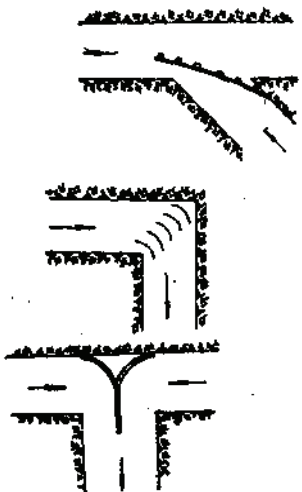
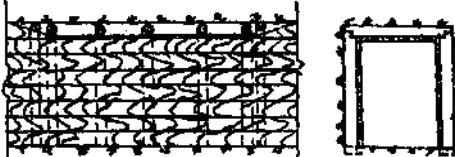
表 2-16-6

构筑物名称	示意图	构造、用途及设置地点	一般要求与注意事项
普通风门		用于手推车, 人行巷道中遮断风流。用木制或钢木混合材料制	在主要风流巷道中, 应设置两道风门, 风门之间的间距为, 不通车辆的人行巷道不小于5m, 手推车时不小于10m
自动风门		用于电机车或手推车, 人行频繁的运输巷道, 按风门的启闭动力不同可分为电动、气动、水动和碰撞式四种, 一般采用金属结构	(1) 电机车运行巷道的两风门间距应大于一列车长度加风门启闭时间内列车运行距离的总长度 (2) 风门结构要坚固, 封严不漏风 (3) 风门逆风开启顺风关闭, 并向关门方向倾斜$80^{\circ} \sim 85^{\circ}$ (4) 风门应设置在直线巷道中 (5) 列车通过时, 应有声光信号
密闭墙		用于隔绝风流或临时遮断风流。按使用年限可分为永久性、半永久性和临时性三种, 前两种构筑材料有块石、砖、钢筋混凝土、木材等, 后一种可用尼龙橡胶布、气囊或草帘等	(1) 永久性密闭墙墙垛应嵌入巷道壁内0.3~0.5m, 墙体应密不透风 (2) 木板密闭墙应由上向下, 后一木板搭接在前一木板上, 形成倒鱼鳞形, 再用灰浆抹缝
井口密闭装置		用于压入式通风的平硐口、斜井和竖井口遮断风流。可分运输容器不出地表(但有安全出口)和运输容器出地表的两种密闭装置	(1) 运输容器不出地表的井口密闭装置, 应在井口内设置两道带风门和绳道、电缆孔的永久性密闭墙或两道带井盖(或门)和绳道、电缆孔的永久性密闭装置, 两道门的间距应大于5m (2) 运输容器出井口密闭装置: 平硐口密闭装置, 在硐口内设置两道自动风

续表

构筑物名称	示意图	构造、用途及设置地点	一般要求与注意事项
井口密闭装置			门, 在自动风门旁侧设人行的密封便门 竖井、斜井井口房密闭装置, 在井口房应设置行车道密闭、人行道密闭和绳道密闭, 行车道应各设两道自动风门, 进入人行道应设三道, 出人行道应设两道密闭门, 井架顶部留两个绳道孔。 风门之间的间距和其它要求同前。 (3) 井口密闭装置应采用不燃材料建筑
风桥		将新鲜风流与污浊风流在平面交叉时, 改成立体交叉相互隔开。 可分为绕道式风桥 (用于通过风量大于 $30\text{m}^3/\text{s}$), 混凝土 (或砖、块石砌筑的) 风桥 (用于通过风量为 $10\sim 20\text{m}^3/\text{s}$), 铁皮筒风桥 (用于通过风量小于 $10\text{m}^3/\text{s}$) 等	(1) 结构坚固严密, 漏风少, (2) 风阻小, 风桥与污风坑道在连接处的夹角应不大于 30°, 风桥断面在主要风路中应不小于原巷道断面的 80%, 次要风路中应不小于 70%, 风速不超过 10m/s, 铁皮风筒直径不小于 0.5m, 厚度应不小于 5mm, (3) 风桥用不燃性材料建筑, 四周应用水泥砂浆抹面
风障		用于在同一巷道中顺巷隔开新鲜风流与污浊风流。 有隔墙式和假顶式两种, 采用砖、块石、混凝土、木材等材料构筑	(1) 风障的污风侧应用水泥砂浆抹面, 减小风阻与漏风 (2) 结构坚固严密, 漏风要小

续表

构筑物名称	示意图	构造、用途及设置地点	一般要求与注意事项
调节风门		用于调节风量。风窗安在密闭墙或风门门扇上。永久性调节风窗的外框可采用砖、块石、混凝土等建筑材料砌筑，临时性的调节风窗的外框可用单层砖或木材制作	一般应安设在非运输巷道中 若安设在运输巷道中时，应装在风门门扇上
导风板		导风板按用途不同分为三种： (1) 降阻导风板。用于主要通风井巷直角转弯处，降低局部阻力 (2) 引风导风板。用于压入式通风矿井，为防止并底车场漏风，在入风石门与阶段沿脉巷道交叉处引导风流方向 (3) 汇流导风板。用于三岔口巷道中，将两股迎头风流分别引导汇合于一条巷道中	导风板应严格按最佳弧度制作，且表面光滑平整
测风站		用以测量矿井总风量和各主要分支风路的风量	(1) 应设在巷道的直线段，前后应有10~15m长度的巷道断面没有变化 (2) 测风站长度应不小于4m，断面不小于4m²，站内不得有任何障碍物 (3) 测风站的周壁应平整光滑

井巷允许最高风速

表 2-16-7

井巷名称	允许最高风速 (m/s)
专用风井、风硐	15
专用物料提升井	12
风桥	10
提升人员和物料的井筒、主要进风道、回风道、修理中的井筒	8
运输巷道、采区进风道	6
采矿场、采准巷道	4

(S) 之间的函数关系式:

$$W = f(S) = \frac{u'ALS}{n'} + uALS w + \frac{uBDhaLk\sqrt{SQ^3}}{102\pi s^3} \quad (2-16)$$

式中 W ——该井巷基建投资和维修费、通风电费之现值, 元;

S ——该井巷净断面积, m^2 ;

A ——该井巷每 m^3 净体积所摊的掘进费和支护费, 元;

L ——该井巷长度, m ;

n' ——该井巷建筑施工年限, 年;

u' ——复利系数, 计算井巷掘进、支护费之现值时使用 (投资按每年初一次投入计算), $u' = (1+i)^{n'} + (1+i)^{n'-1} + \dots$;

i ——资金年利率 (按复利计算), %;

u ——系数, 计算通风电费和井巷维修费之现值时使用, $u = \frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n}$;

w ——该井巷年维修费率, %; 见表2-16-8;

n ——该井巷服务年限, 年;

B ——电价, 元/度;

D ——每年通风天数, d/a ;

h ——每天通风小时数, h/d ;

a ——井巷摩擦阻力系数, Ns^2/m^4 ;

k ——系数, 计算井巷断面周长 $P = k\sqrt{S}$ 使用; 断面形式为三心拱, 拱部净高为

巷道净宽的 $\frac{1}{3}$ 时, $k = 3.805$, 为 $\frac{1}{4}$ 时, $k = 3.823$;

Q ——通过该井巷的风量, m^3/s ;

η ——通风全效率, 包括风机、电机、变压器、输电和传动效率的乘积, 一般取 0.5~0.7;

(2) 经济断面 (S) 计算式:

$$s = \frac{1}{48853} \sqrt[3]{\frac{uBDhakQ^3}{\eta A \left(\frac{u'}{n'} + uw \right)}} \quad (2-17)$$

式中所有符号同前。

井巷工程年维修费率

表 2-16-8

项 目 名 称	年 维 修 费 率 (%)	项 目 名 称	年 维 修 费 率 (%)
竖井井筒装备	3~4	混凝土平巷	0.6~1
竖井(混凝土)井壁	0	混凝土支架(平巷)	2~3
斜井(混凝土)井壁	0.6~1	木支架(平巷)	4~5
斜井混凝土支架	3~4	无支架平巷	1.5~2

对于各阶段之间的进、回风调配井巷的经济断面确定,除按上述计算方法的因素考虑外,还需着重从降低全矿井中的最大风路阻力所得到的经济效益来衡量。

16.2 矿井风量计算与分配

16.2.1 有 关 规 定

16.2.1.1 《冶金矿山安全规程》的规定

(1) 井下采掘工作面进风流中的空气成分(按体积计算),氧气不低于20%,二氧化碳不高于0.5%。

(2) 井下所有作业地点的空气含尘量不得超过每立方米2mg,入风井巷和采掘工作面的风源含尘量不得超过每立方米0.5mg。

(3) 井下作业地点(不采用柴油设备的矿井)有毒有害气体浓度,不得超过表2-16-9规定的标准。

(4) 使用柴油机设备的矿井,井下作业地点有毒有害气体的浓度应符合以下规定:一氧化碳小于50ppm;二氧化碳小于5ppm;甲醛小于5ppm;丙烯醛小于0.12ppm。

有害气体最大允许浓度

表 2-16-9

有害气体名称		最 大 允 许 浓 度			
		体 积 浓 度		重 量 浓 度	
		%	ppm	mg/L	mg/m ³
一氧化碳	CO	0.0024	24	0.03	30
氮氧化物 (折算为二氧化氮)	NO _x	0.00025	2.5	0.005	5
二氧化硫	SO ₂	0.0005	5	0.015	15
硫化氢	H ₂ S	0.00066	6.6	0.01	10

(5) ……井下破碎硐室、主溜井等处的污风要引入回风道,否则必须经过净化达到第(2)条的要求时,方准进入其他作业地点。

井下炸药库和充电硐室空气中氢的含量不得超过0.5%,并且必须有独立的回风道。

井下所有机电硐室,都必须供给新鲜风流。

(6) 采场、二次破碎巷道和电耙巷道,应利用贯穿风流通风。

(7) 矿井所需风量,按下列要求分别计算,并采取其中最大值。

按井下同时工作的最人数计算,每人每分钟供给风量不得少于4m³;

按排尘风速计算风量,硐室型采场最低风速不应小于每秒0.15m;巷道型采场和掘进

巷道不应小于每秒0.25m；电耙道和二次破碎巷道不应小于每秒0.5m；箕斗硐室、破碎硐室等作业地点，可根据具体条件，在保证作业地点符合国家规定的卫生标准的前提下，分别采取计算风量的排尘风速值；

有柴油机设备运行的矿井，所需风量按同时作业机台数每kW每分钟供风量 4m^3 计算。

16.2.1.2 放射防护规定

据《中华人民共和国国家标准CBJ8—7419 74年5月1日试行》规定，矿井下工作场所空气中放射性物质最大容许浓度为：

氡 (R_{222}) 3.7Bq/L

氡子体 (R_{222} 子体和 R_{222} 子体) 的 α 潜能值 $4 \times 10^4 \text{MeV/L}$

天然铀 (U) 和天然钍 (Th) 0.02mg/m^3

16.2.2 矿井风量计算

矿井风量可根据扩大指标估算和采用计算的方法确定，后者在可行性研究和初步设计中应用。前者一般在编制矿山远景规划时使用，也可做为可行性研究和初步设计风量计算的校核。

16.2.2.1 矿井风量估算法

按矿井或坑口的年生产量和年产万吨耗风量计算，如下式：

$$Q = Aq \quad (2-16-3)$$

式中 Q ——矿井或坑口所需总风量， m^3/s ；

A ——矿井或坑口年产量， $\times 10^4 \text{t/a}$ ；

q ——年产万吨耗风量， m^3/s ；参照表2-16-10选取。

年 产 万 吨 耗 风 量

表 2-16-10

矿 井 类 型	$q(\text{m}^3/\text{s})$	矿 井 类 型	$q(\text{m}^3/\text{s})$
小 型 矿 井	2.0~4.5	大 型 矿 井	1.0~3.5 1.2-3.5
中 型 矿 井	1.5~4.0	特大型矿井(规模 250万吨以上)	1.0~2.5 1.0-2.5

年产万吨耗风量受多种因素综合影响，故在选取时应综合考虑各种因素并应注意以下各点：

- (1) 当矿井采掘设备效率低时取大值，反之取小值。
- (2) 矿井机械化程度高，回采强度大时取大值，反之取小值。
- (3) 矿体形态复杂，采掘比大时取大值，反之取小值。
- (4) 矿岩中含游离二氧化硅高时取大值，反之取小值。
- (5) 矿井漏风大时取大值，反之取小值。
- (6) 矿井中硐室型采场较多，在其中作业的设备需风量大时，取大值，反之取小值。
- (7) 高硫、高温矿井一般取大值。

一些矿山实际年产万吨矿石的耗风量参见表2-16-11。

某些矿山实际年产万吨耗风量

表 2-16-11

矿山名称	年产量 ($\times 10^4$ t)	矿 山 开 采 及 通 风 简 况	年产万吨耗风量 (m^3/s)
栖霞铅锌锰矿	5	矿体走向长700m, 浅眼留矿法、对角抽出式通风	6
天宝山矿立山坑	14.52~16.5	矿体走向长100~300m, 浅孔留矿法, 8个阶段同时作业, 对角抽出式通风	3.21~3.65
凤凰山铁矿	16.5	主矿体走向长1800m, 阶段崩落法和浅孔留矿法, 对角抽出式通风	3.5
谭山硫铁矿	6	矿体走向长120m, 小阶段崩落法一个阶段同时作业, 对角抽出式通风	3.2
玉石洼铁矿	15	矿体走向长1800m, 无底柱分段崩落法, 2个阶段同时作业, 对角抽出式通风	4.3
东江铜矿	10	矿体走向长300~400m, 房柱法事后充填, 2个阶段同时作业, 对角抽出式通风	4.33
建德铜矿	16.5 (设计)	走向长800m, 深150m, 浅孔留矿法和中深孔崩矿法, 三个阶段同时作业, 单翼对角式通风	4.6
瑞典Langdal铜矿	12	分层水砂充填法, 井深490m, 矿体最大长300m	1.85
狮子山铜矿	59	主矿体走向长314m, 留矿房柱法, 阶段矿房浅孔留矿法, 分段法, 对角抽出式通风	1.06
银山铅锌矿	47.85	矿体走向长500m, 浅眼留矿法, 3个阶段同时作业, 中央对角抽出式通风	1.53
柴河铅锌矿	30	主矿体走向长80~100m, 深孔留矿法, 分区对角抽出式通风	3.07
武山铜矿(北矿带)	49.5	矿体走向长1400m, 分层崩落法, 3个阶段同时作业, 中央对角抽出式通风	2.55
通化铜矿	36.9	矿体走向长100~200m, 全面法, 中央对角抽出式通风	1.09
濂县铜矿	33	矿体走向长70~100m, 上向水平分层充填法3个阶段同时作业, 对角抽出式通风	1.61
铜绿山铜铁矿	66	矿体走向长2000m, 水平分层水砂充填法, 2~3个阶段同时工作, 中央对角抽出式通风	1.26
旅大金州石棉矿	15~22	矿体走向长5200m, 尾砂充填法, 2个阶段同时作业, 中央对角抽出式通风	1.59~2.33
金川有色金属公司 龙首矿	26.4	矿体走向长150m, 充填采矿法, 3个阶段同时作业, 对角抽出式通风	1.97
程潮铁矿	50	走向长300~1100m, 无底柱崩落法, 三个阶段同时作业, 对角抽出式通风	3
归美山钨矿	30	走向长300~1750m, 深200~600m, 6个阶段同时作业, 深孔和浅孔留矿法	3.8
盘古山钨矿	55	走向长1350m, 深600余米, 浅孔留矿法, 7个阶段同时作业, 两翼抽出式通风	2.29

续表

矿山名称	年产量 ($\times 10^4$ t)	矿山开采及通风简况	年产万吨耗风量 (m^3/s)
加拿大 Myra Falls矿	20	尾砂充填法占80%，侧翼抽出式通风，混合井进风，井深343m	1.64
瑞典 Renstrom	17	分层充填法	1.47
瑞典 Nasliden	20	开拓深360m，分层尾砂充填法	1.95
梅山铁矿	250	矿体走向长1200m，无底柱分段崩落法，3个阶段同时作业，对角抽出式通风	1.37
桃林铅锌矿	92.4~95.7	矿体走向长3000m，阶段强制崩落法2~3个阶段同时作业，分区对角抽出式通风	2.09~2.16
加拿大 Craigmont矿	150	分段崩落法	1.6
瑞典 Stekeljokk铜锌矿	40	井深330米，房柱法60%，充填法占40%	3.13
芬兰 Pyhasalmi矿	100	分段空场法，事后充填，井深500m	1.44
加拿大 Denson矿业公司 Elliot湖矿	1万t/d	房柱采矿法	2.63
美国 亚罗拉多州油页岩矿	10万t/d	房柱采矿法	0.95

16.2.2.2 矿井风量计算法

矿井的总风量为各采掘工作面、需独立通风的硐室与其他需风量以及矿井漏风量之和。可按下列式计算。

$$Q = k_1 k_2 (\Sigma q_k + \Sigma q_j + \Sigma q_d + \Sigma q_i) \quad (2-16-4)$$

式中 Q ——矿井总风量， m^3/s ；

q_k ——回采工作面（包括备用采场）所需风量， m^3/s ；

q_j ——掘进工作面所需风量， m^3/s ；

q_d ——独立通风的硐室所需风量， m^3/s ；

q_i ——其他工作面所需风量，如装卸矿点，喷锚支护工作面需风量，按排风要求的巷道所需风量等， m^3/s ；

k_1 ——外部漏风系数；

k_2 ——内部漏风系数。

对角式通风的矿井漏风系数按表2-16-12和表2-16-13选取。

当矿井为中央式通风时，其漏风系数可在 $k_1 k_2$ 之积值上增加0.05~0.10。

对于下列矿井除用公式(2-16-4)计算矿井总风量外，应作如下校验：

(1) 对于含铀金属矿井

外部漏风系数表

表 2-16-12

级 别	控制漏风点与地面大气间漏风难易程度	外部漏风系数 k_1
I	比较容易控制漏风的矿井	1.10~1.20
II	一般矿井	1.15~1.25
III	比较难以控制漏风的矿井	1.20~1.30

- 注: 1. I 级包括不用崩落法采矿, 且采空区及时充填的矿井; 用混合式通风能将零压区布置在主要漏风地点的矿井; 压入式通风采用专用入风井巷的矿井; 压入式通风进风网, 抽出式通风回风网压力梯度较小的矿井; 主扇设在地下的矿井; 多级机站通风的矿井;
2. III 级包括采空区或崩落带通地表, 透气性强且靠近高压区的矿井; 采用压入式通风在高压区设自动风门, 自动井盖, 风流短路直接入大气的矿井。
3. II 级和 III 级之间为 I 级

内部漏风系数表

表 2-16-13

级 别	控制进风段与回风段间漏风难易程度	内部漏风系数 k_2
甲	比较容易控制漏风的矿井	1.05~1.15
乙	一般矿井	1.10~1.20
丙	比较难以控制漏风的矿井	1.15~1.25

- 注: 1. 甲级包括采用充填法采矿后退式回采的矿井; 同时生产阶段数少且各分支间风压小的矿井; 通风系统密闭、调控好, 进回风段间短路漏风量小的矿井; 多级机站通风的矿井。
2. 丙级包括采用压入式通风, 在高压区设自动风门, 风流短路入回风段的矿井; 同时生产阶段数多, 且各分支间风压差较大的矿井; 通风系统较难管理, 进回风段短路漏风量大的矿井。
3. 甲级和丙级之间为乙级。

$$Q_y = 1.35 \times 10^{-4} K \Sigma E \quad (2-16-5)$$

式中 Q_y ——矿井排氮风量, m^3/s ;

ΣE ——矿井氮析出量之总和, Bq/s ;

K ——矿井漏风系数。

另外应保证每小时有大于产生氮的作业空间六倍的风量, 或参考下式计算排氮子体所需风量:

$$Q_{R_1} = 35.2 K V \sigma^{0.6} \times 10^{-7}, \text{m}^3/\text{s}; \quad (2-16-6)$$

式中 Q_{R_1} ——矿井排氮子体需风量, m^3/s ;

V ——矿井通风体积, m^3 ;

K ——矿井漏风系数;

σ ——氮子体平均体积析出量, $\text{Bq/s} \cdot \text{m}^3$;

$$\sigma = \frac{\Sigma E}{V};$$

其余符号同公式 (2-16-5)。

以上二式中之大值用来校验公式 (2-16-4)。

(2) 对于深热矿井和自燃发火矿井

可用下式作粗略估算。

$$Q_r = \frac{\Sigma Z}{3600 C_p \gamma (t_2 - t_1)} \quad (2-16-7)$$

式中 Q_r ——矿井降温风量, m^3/s ;

ΣZ ——井下各热源放热量之和, kJ/h ;

C_p ——空气定压比热, $\times 1.005 \text{kJ/kg} \cdot \text{K}$

γ ——井巷空气平均密度, kg/m^3 ;

t_1, t_2 ——进风和回风空气温度, $^{\circ}\text{C}$ 或 K 。

矿井降温风量计算详见本章16.4。

(3) 对于以柴油设备为采装运、掘进和辅助作业设备的矿井风量确定按单位功率风量指标计算需风量。

《冶金矿山安全规程》规定为 $3.0 \text{m}^3/\text{Hp} \cdot \text{min}$, 折算成 $4.08 \text{m}^3/\text{kW} \cdot \text{min}$, 按此风量指标计算。

$$Q_s = \frac{q_s N}{60} \quad (2-16-8)$$

$$N = N_1 f_1 + N_2 f_2 + N_3 f_3 \quad (2-16-9)$$

式中 Q_s ——矿井排除柴油设备废气需风量, m^3/s ;

q_s ——柴油设备单位功率风量指标, $4.08 \text{m}^3/\text{kWmin}$;

N ——矿井内各种柴油设备按作业时间比例计算的功率总数, kW ;

N_1, N_2, N_3 ——各种柴油设备额定功率, kW ;

f_1, f_2, f_3 ——工作时间系数, 即设备在井下每小时作业的时间百分比, %;

16.2.3 回采工作面需风量计算

回采工作面按通风风流结构特性划分, 可分为巷道型采场和硐室型采场两类;

典型的巷道型采场是指采场回采工作面横断面与采场进风巷道断面相差不大, 即采场宽度和高度等于或小于 6m , 长度等于或大于宽度和高度的 $6 \sim 8$ 倍, 并利用贯穿风流通风的狭长型采场。属于这类采场有薄矿脉充填法, 留矿法, 长壁法, 有贯穿风流的分层崩落法等采场和电耙道等。

典型的硐室型采场是指采场回采工作面断面与进风巷道断面相差较大, 即采场宽度等于或大于 8m , 采场长度不小于宽度的两倍, 并利用贯穿风流通风的采场。其中采场空间高度基本等于进风巷道高度的称扁平型硐室; 采场空间高度和宽度比进风巷道大得多的称非扁平型硐室。中厚以上矿体的房柱法, 全面法, 分段空场法和充填法等采场属此类。

回采工作面可按排尘风量、排尘风速、排除炮烟, 以及排除柴油设备废气, 分别计算所需风量, 并取大值为回采工作面需风量。

16.2.3.1 按排尘风量确定回采工作面需风量

可按表2-6-14确定。

16.2.3.2 按排尘风速计算回采工作面需风量

按产尘设备在作业面的过风断面和排尘风速计算, 如下式:

$$q_{hs} = SV \quad (2-16-10)$$

式中 q_{hs} ——作业面排尘需风量, m^3/s ;

排 尘 风 量 表

表 2-15-14

工作面通风类型	作业性质	设备数量	风流特征	排 尘 风 量 m^3/s
巷道型作业面	轻型凿岩机 凿 岩	1 台	贯穿风流	0.66~2.64 (断面 $4.4\sim 2.2m^2$)
		2 台	贯穿风流	1.1~1.31 (断面 $4.4\sim 2.2m^2$)
		3 台	贯穿风流	1.6~3.5 (断面 $4.4\sim 10m^2$)
硐室型作业面	轻型凿岩机 凿 岩	1 台	贯穿风流	3.0
		2 台	贯穿风流	4.0
		3 台	贯穿风流	5.0
巷道型作业面	重型凿岩机	1 台	贯穿风流	2.5~3.5
		2 台	贯穿风流	3.0~4.0
	中深孔凿岩	1 台	独头通风	3.0~4.0
		2 台	独头通风	4.0~5.0
	中型凿岩机凿岩	1 台	贯穿风流	1.5
		2 台	贯穿风流	2.0
巷道型作业面	装载机出矿或 铲运机出矿	1 台	贯穿风流	2.5~3.5
		1 台	独头通风	3.5~4.0
硐室型作业面	装载机出矿或 铲运机出矿	1 台	贯穿风流	4.0~5.0
巷道型作业面	大型电耙出矿	1 台	贯穿风流	2.5
	中型电耙出矿	1 台	贯穿风流	2.0
硐室型作业面	大型电耙出矿	1 台	贯穿风流	4.0
	中型电耙出矿	1 台	贯穿风流	3.0
巷道型作业面	二次破碎		贯穿风流	1.5~2.0

- 注: 1. 本表用于高硅尘矿井, 对于岩中二氧化硅低于或稍大于百分之十的矿井, 可适当降低表中数值。
 2. 采场横断面小于 $12m^2$ 时按巷道型作业面, 大于 $20m^2$ 按硐室型作业面, 介于两者之间者按两种类型作业面风量的平均值。
 3. 按采场不同工序分别选取, 取其大值为采场排尘风量, 当同时进行两种以上作业时, 应将各作业的排尘风量相加作为采场排尘风量。
 4. 选取表列数值不得小于最低排尘风速所需风量, 而硐室型作业面则不须用最低排尘风速校验。
 5. 采场横断面大于 $40m^2$ 时宜增设辅扇, 对工作点加强通风。
 6. 表中巷道型采场轻型凿岩机凿岩的排尘风量系采用中南工业大学科研成果。其他数值因实测工作不足, 仅供参考。

s ——工人和产生尘设备所在位置的过风断面, m^2 ;

v ——作业面排尘风速, m^3/s ; 即作业面产生尘设备所在位置的平均风速, 建议值如下: 巷道型 ($<12m^2$) 作业面 $v=0.25\sim 0.5m/s$ (s 较小者和凿岩机台数多、作业面产生尘大者以及电耙道取大值, 反之取小值; 硐室型 ($>20m^2$) 作业面, 当 $s\leq 30\sim 40m^2$ 时, $v=0.15m/s$; 当 $s>30\sim 40m^2$ 时, $v\geq 0.06m/s$, 同时用辅扇加强作业面通风; 介于 $12\sim 20m^2$ 之间的按两种类型作业面排尘风

量之平均值。

利用公式(2-16-10)计算作业面排尘风速需风量须按采场不同作业的过风断面分别计算,并取大值为采场排尘需风量。当同时进行两种以上作业时,应将各作业面的排尘需风量相加作为采场排尘需风量。

16.2.3.3 按排除炮烟计算回采工作面需风量

1. 巷道型作业面

1) 中南工业大学公式

$$q_{hy} = \frac{N}{t} LS \quad (2-16-11)$$

式中 q_{hy} ——采场排烟需风量, m^3/s ;

L ——采场长度, m ;

S ——采场过风断面积, m^2 ;

t ——爆破后排烟通风时间, s ; 对采场一般取1200~2400s, 对电耙道一般取300s;

N ——采场中炮烟达到允许浓度时, 风流交换倍数, 试验得 $N=10\sim12$, 建议取大值。

经实测验证, 此公式符合国内实际。

2) 苏联沃罗宁公式

$$q_{hy} = \frac{N}{t} \sqrt{AL_y S} \quad (2-16-12)$$

式中 A ——采场一次爆破的炸药量, 或电耙道二次破碎每次爆破药量, kg ;

L_y ——采场爆破后炮烟中心至采场回风道的距离, 可取采场长度的一半, m ;

N ——风流交换倍数, 实验得 $N=25.5$; 其他符号同公式(2-16-11)。

公式(2-16-12)的推导和简化条件是: 每公斤炸药爆破产生的炮烟量, 折算成一氧化碳量为 $0.1m^3/kg$, 允许人员进入工作面的一氧化碳浓度为 0.02% , 而后仍需继续通风。当以上条件变化时, 该公式应作相应调整。

2. 硐室型作业面

1) 苏联沃罗宁公式

$$q_{hy} = 2.3 \frac{V}{K_{\infty} t} \lg \frac{500A}{V} \quad (2-16-13)$$

式中 V ——采场硐室体积, m^3

K_{∞} ——紊流扩散系数;

其余符号同公式(2-16-12)。

公式(2-16-13)的适用条件为:

$$V = 184A \quad (2-16-14)$$

$$L \leq 0.65l \left(1 + \frac{1}{2\alpha}\right) \quad (2-16-15)$$

式中 L ——采场长度, m ;

l ——进风巷道壁到采场侧壁的距离, m ; 当两侧之 l 不等时取大值。

α ——风流结构系数, 扁平型硐室取 $0.1\sim0.15$, 非扁平型硐室取 $0.06\sim0.10$ 。

紊流扩散系数 K_{∞} 值的选取:

先按下列二式计算 D_T 值,再从表2-16-15选取 K_m 值。

$$\text{非扁平型硐室: } D_T = \frac{aL}{\sqrt{s_0}} \quad (2-16-16)$$

$$\text{扁平型硐室: } D_T = \frac{aL}{b_0} \quad (2-16-17)$$

式中 s_0 ——非扁平型硐室进风巷道断面, m^2 ;

b_0 ——扁平型硐室进风巷道的宽度, m ;

其余符号同公式(2-16-15)。

当采场有多个进风巷和回风巷时,可取:

$K_m = 0.8 \sim 1.0$ (进风,回风巷道只有2~3个时取小值,反之取大值)。

公式(2-16-13)的推导和简化条件,与公式(2-16-12)相同。

紊流扩散系数表

表 2-16-15

非 扁 平 型 硐 室		扁 平 型 硐 室	
$aL/\sqrt{s_0}$	K_m	aL/b_0	K_m
0.280	0.262	0.100	0.032
0.308	0.276	0.200	0.064
0.336	0.278	0.300	0.094
0.376	0.300	0.350	0.112
0.420	0.335	0.400	0.128
0.554	0.395	0.500	0.160
0.605	0.460	0.600	0.192
0.750	0.529	0.700	0.224
0.945	0.600	0.750	0.250
1.240	0.672	1.040	0.318
1.680	0.744	1.480	0.400
2.420	0.810	2.240	0.496
3.750	0.873	4.000	0.604
6.600	0.925	8.900	0.726

注: 1. 表中虚线以上为自由风流开始段的 K_m , 虚线以下自由风流基本段 K_m ;

2. 表中的风流结构系数, 非扁平型硐室 $a=0.07$, 扁平型硐室 $a=0.1$;

3. 表中的符号同公式(2-16-15)和(2-16-16)。

2) 东北工学院公式 (适用于扁平型硐室)

$$q_{hy} = 4.6 \frac{jV}{K_m t} \lg \frac{500A}{V} \quad (2-16-18)$$

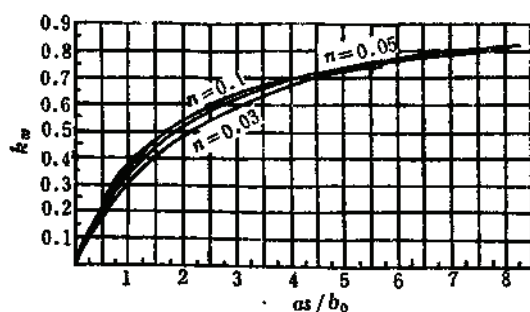
式中 j ——扁平型硐室通风空间较大一侧的体积与硐室总体积之比。

对称型采场 $j=0.5$;

非对称型采场 $j=0.5 \sim 1.0$

半边型采场 $j=1.0$;

K_m ——紊流扩散系数, 按图2-16-4选取。

图 2-16-4 K_w 值计算图

n —射流受限系数, $n = b_0/B$, b_0 —入风口宽度之半, m , B —通风空间较大一侧洞室侧壁与进风巷道轴线距离, m , α —射流结构系数, 实验得 $\alpha = 0.098$, s —射流长度, m

用图2-16-4选取 K_w 时, 首先按公式(2-16-19)和(2-16-20)计算自由扩张段最大长度 S_1 , 受限扩张段最大长度 S_2 。

$$S_1 = \frac{b_0}{\alpha} \left(\frac{0.2}{n} - 0.417 \right) \quad (2-16-19)$$

$$S_2 = \frac{b}{\alpha} \left(\frac{0.582}{n} - 0.417 \right) \quad (2-16-20)$$

将 S_1 , S_2 分别代入射流相对长度 as/b_0 中, 当洞室长度 $L \leq S_1$ 时, 则用 $\alpha S_1/b_0$ 查 K_w 值。当洞室长度介于 S_1 , S_2 之间时(即 $S_1 < L \leq S_2$), 则用 $\alpha S_2/b_0$ 值查 K_w 值, 当 $L > S_2$ 时, S_2 以外为巷道型风流。

3. 大爆破排烟通风

由于一般是改变通风线路和增加通风时间来进行大爆破排烟的。故不需另行计算大爆破排烟加强通风的需风量。放矿过程中的正常通风的需风量可用巷道型作业排烟公式(2-16-11), 和(2-16-12)。

一般情况下, 按排尘风量和排尘风速计算风量即可, 当洞室型采场时, 计算排烟需风量, 取大值为回采工作面需风量。并在下列条件下予以校验。

1) 对于高海拔矿井

当矿井的平均海拔高度超过1000~1500m时, 应按高海拔矿井对待。

以排烟风量为回采工作面需风量时, 按下式修正。

$$q_H = \sqrt{\frac{1}{K_r}} q_0 \quad (2-16-21)$$

式中 q_H ——高海拔矿井风量, m^3/s ;

q_0 ——标准条件下矿井风量, m^3/s ;

K_r ——海拔高度系数;

$$K_r = \left(1 - \frac{Z_p}{44300} \right)^{4.268} \quad (2-16-22)$$

式中 Z_p ——矿井平均海拔高度, m 。

以排尘风量或以排尘风速计算的需风量为回采工作面风量时: $q_H = q$ 。

2) 对于深热矿井

其工作面排热需风量可按公式(2-16-7)估算,其中的热源放热量改用工作面热源放热量。矿井降温风量计算详见本章16.4。

另外可以按工作面降温风速校验:

当温度大于22℃时,风速不小于0.5~1.0m/s,

当温度大于24℃时,风速不小于1.5m/s。

3) 对使用柴油设备的矿井

可按(2-16-8)式计算回采工作面需风量,也可以按柴油设备所在巷道的风速不小于每秒0.5m来计算需风量。

16.2.4 备用工作面风量

对于可简单密闭的回采工作面,取回采工作面风量的二分之一,对于难以密闭的备用工作面,如耙道群和凿岩天井群等按回采工作面需风量配风。

16.2.5 掘进工作面风量

矿井总体设计对掘进工作面的数量和分布,一般根据采掘比大致确定,掘进工作面需风量可按表2-16-16选取,该表数值已考虑了巷道断面大使用设备多等因素和局部通风的必备风量。

掘进工作面风量表

表 2-16-16

序号	掘进断面 m ²	掘进工作面需风量 m ³ /s	备 注
1	<5.0	1.0~1.5	选用时,应使巷道平均风速 >0.25m/s
2	5.0~9.0	1.5~2.5	
3	>9.0	2.5~3.5	

注:表2-16-16所列之值,对高海拔矿井可取表中的大值。对深热及使用柴油设备矿井的校验同16.2.3。

16.2.6 硐室风量

井下炸药库、充电硐室、破碎硐室和主副井卸矿硐室需单独给风,计入矿井总风量中。其他硐室虽分风,但回风可重新使用不计入矿井总风量中。

16.2.6.1 大型变电硐室

$$q_1 = \frac{\sum N_b \eta_s}{C_p \gamma \Delta t} \quad (2-16-23)$$

$$N_b = N' \cos \phi$$

式中 q_1 ——大型变电硐室需风量, m³/s;

$\sum N_b$ ——同时工作的变压器有功功率之和, kW;

N' ——变压器的额定容量, kW;

$\cos \phi$ ——功率因数, 一般 $\cos \phi = 0.8$;

η_s ——变压器的损失, 矿用变压器一般 $\eta_s = 0.05$;

C_p ——空气定压比热, $1.005\text{kJ/kg}\cdot\text{K}$;

γ ——空气密度, 1.2kg/m^3 ;

Δt ——硐室进风和回风的温差, 一般取 $\Delta t = 5^\circ\text{C}$ 。

16.2.6.2 井下水泵硐室

$$q_2 = \varphi \frac{\sum N(1-\eta)}{C_p \gamma \Delta t} \quad (2-16-24)$$

式中 q_2 ——井下水泵硐室需风量, m^3/s ;

$\sum N$ ——同时工作的水泵电机额定功率之和, kW ;

η ——电机效率, $\eta = 0.96 \sim 0.98$;

φ ——修正系数

同时工作水泵小于3台, $\varphi = 1.0$;

同时工作水泵大于3台时;

$\varphi = 0.44$ (硐室比较干燥时),

$\varphi = 0.34$ (硐室比较潮湿时),

$\varphi = 0.4$ (一般情况可取此值);

其余符号同公式 (2-16-23)。

16.2.6.3 空气压缩机硐室

$$q_3 = \frac{\sum N_k \xi}{C_p \gamma \Delta t} \quad (2-16-25)$$

式中 q_3 ——空压机硐室需风量, m^3/s ;

$\sum N_k$ ——同时工作的空气压缩机额定功率之和, kW ;

ξ ——空压机总的发热系数, 水冷式为0.2, 风冷式为0.3,

其余符号同公式 (2-16-23)。

16.2.6.4 卷扬机硐室

$$q_4 = 0.0075 \sum N_f \quad (2-16-26)$$

式中 q_4 ——卷扬机硐室需风量, m^3/s ;

$\sum N_f$ ——卷扬机电机额定功率之和, kW ;

16.2.6.5 坑内破碎硐室

按每小时硐室换气次数4~6次计算, 硐室内气候条件较好, 除尘设施完善, 则可按每小时换气次数2~3次计算。

16.2.6.6 其他各种硐室

其他一些硐室需风量见表2-16-17。

16.2.7 矿井总风量的分配

16.2.7.1 风量分配的基本原则

(1) 按照所计算的回采、备用、掘进工作面、各种硐室和其他工作面需风量分配。

(2) 井下炸药库、充电硐室、破碎硐室和主溜井的回风应直接引入总回风道中, 其他硐室的回风可重新使用。采掘工作面和其他工作面一般均不应串联通风。

(3) 各用风点、井巷的风速必须符合《冶金矿山安全规程》关于最大和最小风速的

其它各种硐室需风量

表 2-16-17

硐室名称	需风量 (m^3/s)	备 注
充电及变电硐室	2~2.5	充电组在4组以下
充电及变电硐室	3.0~5.0	充电组在4组以上
电机车库	1.0~1.5	
炸药库	1.0~2.0	
机械硐室	1.5~2.0	
转载硐室	1.5~2.0	
喷锚支护工作面	3.0~4.0	贯穿风流
喷锚支护工作面	4.0~5.0	独头工作面

规定。

(4) 风量分配应符合通风网的风阻条件,除风网各用风点按需分风外,进风网和回风网应通过解算风网来分配风量。

16.2.7.2 风量分配的方法

1) 新建矿井的风量分配

矿井的需风网按用风点的需风量强制分风,进风网和回风网按自然分风。由于矿井漏风点的位置、漏风量(或漏风风路风阻)难以确定,故用漏风系数和矿井主要漏风地段的方法来估算矿井漏风量和进风网、需风网、回风网的通过风量。一般情况下,压入式通风系统中,主要漏风地点在进风段;抽出式通风系统中,主要漏风地点在回风段。考虑到这种情况,故对压入式的漏风系数仅在进风网考虑,对抽出式的漏风系数仅在回风网考虑,考虑到外部漏风和内部漏风对矿井巷道通过风量的不同影响,计算矿井进风网和回风网的通过风量时,对漏风系数做如下处理,即:

$$Q = k_1 k_2 Q' \quad (2-16-27)$$

式中 Q ——进、回风网的通过风量, m^3/s ;

Q' ——未考虑漏风需风网的需风量, m^3/s ;

k_1, k_2 ——外、内部漏风系数,先用表2-16-18选取,其未定之值,再用表2-16-12, 2-16-13选取。

对进、回风网的风量进行自然分风,对需风网的风量进行按需强制分风,即可得出矿井各井巷的通过风量。

设计一般采用解算矿井通风网的方法来进行矿井风量分配。解算的方法有电子计算机法和手工法两类。二者均系按照预定的风量分配原则,漏风点的位置、漏风系数的处理方法等,在给定的需风网各巷道(工作面)风量的基础上,解算风流自然分配的进风网和回风网,确定各巷道的通过风量。由于对漏风系数的不同处理,会产生矿井的进风量与出风量不相等。须在预计的漏风点处设一漏风风路,并给出该风路的漏风量,以保持矿井风量平衡。对于压入式通风在进风网的终点,抽出式通风在回风网的起始点设漏风风路。并将解算后确定的各井巷(工作面)和漏风风路的风向、通过风量标在矿井通风系统图和矿井风网结构图上。

2) 改、扩建矿井风量分配

改、扩建矿井按原有矿井漏风地点和漏风量以及用风点的需风量来确定矿井各巷

进、回风网漏风系数

表 2-16-18

	漏 风 性 质	外、内部漏风系数	进 风 网	回 风 网
抽 出 式	以漏风点与地面大气间的漏风为主	h_1	1	?
		h_2	1.05~1.15	1.05~1.15
	以进风段与回风段间的短路漏风为主	h_1	1.1~1.2	1.1~1.2
		h_2	?	?
	两种漏风均需同时考虑	h_1	1	?
		h_2	?	?
压 入 式	以漏风点与地面大气间的漏风为主	h_1	?	1
		h_2	1.05~1.15	1.05~1.15
	以进风段与回风段间的短路漏风为主	h_1	1.1~1.2	1
		h_2	?	?
	两种漏风均需同时考虑	h_1	?	1
		h_2	?	?
混 合 式	以漏风点与地面大气间的漏风为主	h_1	?	?
		h_2	1.05~1.15	1.05~1.15
	以进风段与回风段间的短路漏风为主	h_1	1.1~1.2	1.1~1.2
		h_2	?	?
	两种漏风均需同时考虑	h_1	?	?
		h_2	?	?

道的通过风量。对于新开拓阶段、区段可参照新建矿井分配风量方法。同样将各井巷通过风量值标在通风系统图和矿井风网结构图上。

16.2.7.3 风量分配后的风速校正

各井巷的风速应符合《冶金矿山安全规程》所规定的最大、最小风速。当超过规定风速时应尽量利用进风段、回风段中的相邻巷道构成并联或角联，以减小风速，结合运输条件扩大并选择经济断面。

16.2.8 矿井风量的调节

矿井风量调节可分为全矿风量调节和风流支路中的风量调节两类。

16.2.8.1 全矿风量的调节

当调节风量的幅度不大，可用改变主扇工作特性和改变矿井总风阻的方法。当调节幅度较大时，可增设辅扇与主扇联合工作。

调节矿井总风阻一般有以下几种措施：

- (1) 调节矿井总风道或风硐的闸门。
- (2) 多井巷进风，多井巷回风。
- (3) 采用多阶段共用的调配井巷，使进风段、回风段的巷道构成并联或角联。
- (4) 扩大巷道断面，特别是主要进、回风井巷的断面。
- (5) 改变井巷支护型式，提高井巷周壁的光滑程度。

16.2.8.2 风流支路的风量调节

可分为增大风阻、降低风阻和增加风压调节法三种。

1. 增加风阻

增加风阻的方法是在阻力小的风路中设置调节风窗。但应避免在风量较大的主要风路中安装风窗。

2. 降低风阻

不改变阻力小的风路风阻,而降低阻力较大的风路的风阻,其方法除扩大井巷断面和降低井巷摩擦阻力系数外,可在阻力较大的风路中安设辅扇来实现风量按需分配。

1) 带风墙的辅扇

辅扇的风量为安设辅扇巷道所需风量,辅扇风压按下式计算:

$$H_f = h_1 - h_2 \quad (2-16-28)$$

式中 H_f ——辅扇风压, Pa;

h_1 ——安设辅扇巷道阻力, Pa;

h_2 ——与安设辅扇巷道并联的巷道阻力, Pa;

2) 不带风墙的辅扇

$$\Delta H_{fv} = K_f \frac{S_0}{S} H_v \quad (2-16-29)$$

式中 ΔH_{fv} ——辅扇的有效风压, Pa;

S_0 ——辅扇出口断面, m^2 ;

S ——安设辅扇处巷道断面, m^2 ;

H_v ——辅扇出口动压, Pa;

K_f ——辅扇安装条件系数, $K_f = 1.5 \sim 1.8$ 。

不带风墙的辅扇安装在并联巷道中之一条巷道工作时,安设辅扇巷道通过风量应小于并联巷道的总风量,以免其它与之并联的巷道风流反向,产生循环风流。

16.3 矿井通风阻力计算

设计一般是用通风系统总阻力和自然风压(包括冬季和夏季的自然风压值及方向)来选择主扇。

计算所拟定的通风系统(包括分区通风的和分期通风的)总阻力,一般须计算通风最困难时期和通风最容易时期的通风总阻力。

如通风系统的风路长,生产年限久,风量大,中后期阻力相差很大,从始到终用同一主扇不一定经济合理,则应作方案比较,以确定是否需要分期选择主扇。

16.3.1 通风摩擦阻力计算

巷道的通风摩擦阻力由下式计算

$$h_i = R_i q_i^2 = \frac{\alpha PL}{S^3} q_i^2 \quad (2-16-30)$$

式中 h_i ——巷道通风摩擦阻力, Pa;

R_0 ——巷道的摩擦风阻, Ns^2/m^5 ;

S ——巷道的通风断面, m^2 , 平巷、竖井均为净断面, 但竖井净断面包括井筒结构件, 梯子间断面在内。

P ——巷道通风断面的周边长度, m ;

L ——巷道长度(指通过同一风量的相同断面和支护类型相同的巷道长度), m ;

q ——巷道的通过风量, m^3/s ;

α ——巷道的通风摩擦阻力系数, Ns^2/m^4 ; 查表2-16-19和表2-16-20。表列摩擦阻力系数值是以 $\alpha \times 10^3$ 示出的, 取用时应将其化为小数。

16.3.2 矿井通风总阻力计算

按照公式(2-16-30)计算出各巷道的通风摩擦阻力, 需风网中选出摩擦阻力最大的分支风路, 将其加上进风网和回风网的阻力即为矿井通风摩擦阻力, 再加上通风局部阻力后即为矿井通风总阻力。局部阻力一般为矿井通风摩擦总阻力的10~20%。

当不解算矿井通风网时, 可用表2-16-21所列公式计算矿井通风总阻力。

为计算方便, 可采用表2-16-22, 先计算矿井进风网中参与计算的巷道百米风阻, 然后用表2-16-23计算有关巷道的通风摩擦阻力。

此外, 在选择多级机站风机时, 应考虑各级机站装置的风压损失。

上述方法计算出矿井通风总阻力后, 对于海拔高度超过1000~1500m以上的高海拔矿井, 应以海拔高度系数修正所计算的矿井通风总阻力。

高海拔矿井的风阻按下式计算:

$$R_z = K_r R_0 \quad (2-16-31)$$

式中 R_z ——高海拔矿井通风风阻, Ns^2/m^5 ;

R_0 ——标准条件下通风风阻, Ns^2/m^5 ;

K_r ——海拔高度系数, 见公式(2-16-22)。

高海拔矿井总阻力按下列二式计算:

(1) 当以排尘风量和排尘风速计算的需风量为工作面需风量时:

$$q_H = q_0$$

高海拔矿井通风阻力为:

$$h_z = K_r h_0 \quad (2-16-32)$$

(2) 当以排烟风量为工作面所需风量时:

$$q_H = \sqrt{\frac{1}{K_r}} q_0 \quad (2-16-33)$$

高海拔矿井通风阻力为:

$$h_z = h_0 \quad (2-16-34)$$

式中 h_z ——高海拔矿井通风阻力, Pa ;

h_0 ——标准条件下通风阻力, Pa ;

q_H ——高海拔矿井风量, m^3/s ;

q_0 ——标准条件下矿井风量, m^3/s ;

K_r ——海拔高度系数, 见公式(2-16-22)。

平巷天井采场通风摩擦阻力系数 α

表 2-16-19

	序号	巷 道 特 征	$\alpha \times 10^3$
水 平 巷 道	1	在火成岩掘进的无支护巷道	15~18
	2	在沉积岩掘进的无支护巷道,沿走向开凿	8~10
	3	在沉积岩掘进的无支护巷道,垂直走向开凿	10~13
	4	混凝土砌壁的巷道,周壁用灰浆抹光	3~4
	5	混凝土砌壁的巷道,壁面粗糙	5~7
	6	混凝土砌壁的巷道,壁面光滑	3~4.4
	7	料石砌壁的巷道不抹面	6~8
	8	锚杆喷射混凝土支护的巷道	12~14
	9	锚杆喷射混凝土支护的巷道,光面爆破	5~8
	10	喷射混凝土支护的巷道	8~12
	11	混凝土棚子支护的巷道	9~19
天 井	1	两隔间,无梯子间	20~25
	2	两隔间,其中一格为有台板的梯子间	55~60
	3	三隔间,无梯子间	25~30
	4	三隔间,其中一格为有台板的梯子间	50~55
采 场	1	无支护的巷道型采场	35~40
	2	木支架的巷道型采场	45
	3	薄矿脉壁式充填法采场	63~68
	4	电耙巷道	50~60
通 风 井	1	无装备无梯子间混凝土砌壁的圆形井筒	2~3
	2	无装备无梯子间料石砌壁的圆形井筒	4~5
	3	无装备无梯子间无支护的圆形井筒	13~16
	4	无装备无梯子间混凝土弧形预制件井壁圆形井筒	8~12
	5	无装备无梯子间木支护的矩形单格井筒	10~16
	6	有罐梁,无梯子间木支护的矩形井筒	20~25
	7	有罐梁,有人梯无梯子平台木支护的矩形井筒	30~35
风 筒	1	圆形金属风筒直径为300~400 mm	4~4.5
	2	圆形金属风筒直径500~600 mm	3~3.5
	3	圆形金属风筒直径1000 mm	2.5
	4	柔性风筒长为10m,直径为400 mm	4.8
	5	柔性风筒长为10m,直径为500 mm	4.2
	6	柔性风筒长为10m,直径为600 mm	3.6

注:1.巷道断面大者,巷内无管架设者取小值;

2.无轨斜道可采用相应支护形式的平巷;

3.装有胶带运输机的 α 附加值为 $(4\sim10) \times 10^{-3}$,弯曲巷道 α 附加值为 $(2\sim5) \times 10^{-3}$;巷道堵塞严重时 α 附加值为 $(3\sim10) \times 10^{-3}$;巷道断面局部变化(单、双轨), α 附加值 3×10^{-3} ;铺轨无道渣填充的平巷 α 附加值 $(1\sim3) \times 10^{-3}$;工作面有设备运转的 α 附加值 $(6\sim9) \times 10^{-3}$ 。

4.资料来源系煤炭部实测资料统计。

16.3.3 矿井自然风压估算

矿井自然风压可参考下式估算:

$$H_z = KB \left(\frac{10000}{RT_1} - \frac{10000}{RT_2} \right) \frac{H}{10000} \quad (2-16-35)$$

提升竖井摩擦阻力系数

表 2-16-20

井筒装备略图	井筒直径 (m)	井筒特征	方案	梯子间规格	罐道梁形状规格	罐道梁间距 L (mm)	罐道梁宽 d_0 (mm)	$\frac{L}{d_0}$	$\alpha \times 10^4$
	6	罐笼井有两个能容 2t 矿车的罐笼, 并设有梯子间和管子道	1	梯子平台间距 4m, 梯子间四面钉木板	240~270mm高的工字钢	2000	124	16	60
			2			3125	124	25	39
			3			4000	124	32	36
			4			6250	124	50	30
	8	箕斗井, 有 4 个 12t 箕斗, 有梯子间和管子道	5	梯子间四面钉木板 梯平台间距 3.125m 同上 同上 提升方面钉木板 3.125m	270~300mm高的工字钢	2000	124	16	34
			6			4000	124	32	24
			7			3125	126	25	42
			8			6250	126	50	30
	8	箕斗井, 四个 12t 箕斗, 无梯子间	9	同上	270~300mm高的工字钢	3125	126	25	46
			10			6250	126	50	37
			11			3125	126	25	33
			12			6250	126	50	22
	6	罐笼井, 有两个可容 3t 矿车的罐笼, 有梯子间	基本典型	梯子间四面间隔围钉木板, 平台间距 4m	200~300mm高的工字钢	3125	126	25	38
	6	罐笼井, 有两套提升设备 (两个可容 2t 矿车的翻转式罐笼和一个翻笼加一个平衡锤) 及管子道	1	无梯子间	240~270mm高的工字钢	3125	124	25	45
			2	同上		6250	124	50	29
	4.5	箕斗井, 有两个 4t 箕斗和梯子间	1	梯子平台间距 3.125m 梯子间四面间隔围钉木板, 梯子平台间距 6.25m 梯子平台间距 3.125m 无梯子间	240~300mm高的工字钢	3125	116	27.5	33
			2			6250	116	55	22
			3		240~300mm工字钢	3125	116	27.5	37
			4			3125	116	27.5	29
	5.5	箕斗井, 具有两个 12t 箕斗和一个检查罐笼及平衡锤, 并具有管子道	5	无梯子间	200~260mm工字钢	6250	116	55	18
			基本典型			3000	102	29.4	34

矿井通风总阻力计算方法表

表 2-16-21

序 号	项 目	公 式
1	进风网摩擦阻力	$h_1 = \sum R_{1f} (h_1 h_2 q_{1f})^2 \quad (2-16-31)$
2	需风网摩擦阻力	$h_2 = \sum R_{2f} (h_1 h_2 q_{2f})^2 \quad (2-16-32)$
3	回风网摩擦阻力	$h_3 = \sum R_{3f} (h_1 h_2 q_{3f})^2 \quad (2-16-33)$
4	矿井通风总阻力	$h = (h_1 + h_2 + h_3) h_f \quad (2-16-34)$

注: 1. R_{1f} , R_{2f} , R_{3f} —分别为选定的矿井最大阻力分支风路的进、需、回风段巷道的风阻, Ns^2/m^6 ;
 2. q_{1f} , q_{2f} , q_{3f} —分别为不考虑漏风时进、需、回风巷段巷道的风量, m^3/s ;
 3. h_1 , h_2 —外部漏风和内部漏风系数, 见公式 (2-16-27);
 4. h_f —局部阻力系数, $h_f = 1.1 \sim 1.2$ 。

巷道百米风阻计算表

表 2-16-22

巷道名称	区段编号	巷道支护 型 式	巷道摩擦阻力系数 $\alpha \times 10^2$ (Ns^2/m^6)	巷道通风断面 S (m^2)	S^2	巷道通风断 面的周边长度 P (m)	巷道百米风阻 R_{100} (Ns^2/m^6)
1	2	3	4	5	6	7	8

巷道摩擦阻力计算表

表 2-16-23

区段	巷道 编号	巷道 名称	支护 型式	巷道百米风阻 R_{100} (Ns^2/m^6)	巷道通过风量 (m^3/s)	q^2	巷道长度 L (10^3m)	摩擦阻力 $h = R_{100} L q^2$ (Pa)	巷道风速 V (m/s)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

或

$$H_2 = KB (\alpha_1 - \alpha_2)$$

(2-16-36)

式中 H_2 ——矿井自然风压, Pa; B ——井口大气压力, Pa; K ——修正系数, 当 $H < 100\text{m}$ 时, $K = 1$;

$$\text{当 } H > 100\text{m} \text{ 时, } K = 1 + \frac{H}{10000};$$

 H ——井筒深度, 取进、出风井筒的最大者, 且进、出风井底应按同一标高计, m; R ——干空气的气体常数, $R = 29.27$;

T_1, T_2 ——进、出风井的平均绝对温度。进、出风井底按同一标高计, 且进、出风井口标高不同时, 应取标高较大者为基准面, 井口标高较低的一侧将基准面以下地面空气柱与井筒空气的气温加权平均, $^{\circ}\text{K}$;

 α_1, α_2 ——进、出风侧平均温度系数, 查表 2-16-24。

进风井口气温 t_1 , 采用矿区最冷、最热旬 (月) 的平均气温, 有预热设备时应采取预热后的空气温度。

温度系数表

表 2-16-24

平均温度 K	温度系数 α	K	α	K	α	K	α
253	1.3604	273	1.2515	283	1.2072	293	1.1660
255	1.3398	274	1.2489	284	1.2030	294	1.1620
257	1.3294	275	1.2424	285	1.1988	295	1.1581
259	1.3194	276	1.2379	286	1.1946	296	1.1542
261	1.3090	277	1.2334	287	1.1904	297	1.1503
263	1.2990	278	1.2289	288	1.1863	298	1.1464
265	1.2892	279	1.2245	289	1.1822	299	1.1426
267	1.2796	280	1.2202	290	1.1781	300	1.1388
269	1.2701	281	1.2158	291	1.1740	301	1.1350
271	1.2607	282	1.2115	292	1.1700	302	1.1312

进风井井底气温 t_2 ，它与进风井口气温及与岩石的热交换有关，计算方法参见本章 16.4。一般可参考所在地区的实际资料。也可按以下方法估算：

$$t_2 = t_c + \frac{H_j - H_c}{g} - 4 \quad (2-16-37)$$

出风井井底气温 t_3 ，按下式估算：

$$t_3 = t_c + \frac{H_k - H_c}{g} - 1.5 \quad (2-16-38)$$

出风井井口气温 t_4 ，按下式估算

$$t_4 = t_3 - 0.005H_k \quad (2-16-39)$$

式中 t_1 ——进风井口气温，℃；

t_2 ——进风井底气温，℃；

t_3 ——出风井底气温，℃；

t_4 ——出风井口气温，℃；

t_c ——矿区常年大气平均气温，℃；

H_j ——进风井深度，m；

H_c ——矿区地层常温层的深度，m；一般 $H_c = 25 \sim 30\text{m}$ ；

g ——地温梯度，m/℃，一般 $g = 45 \sim 50\text{m}/^\circ\text{C}$ 。

按公式 (2-16-36) 估算所得之值，若为正数表示矿井自然风压与主扇风压作用方向一致。若为负数，则表示自然风压与主扇风压作用方向相反。

16.3.4 矿井通风网解算

矿井通风网一般为复杂通风网，不经解算风网而确定的巷道风量和风向及矿井通风阻力，往往误差较大。采用解算通风网的方法，其结果较接近实际。

16.3.4.1 复杂通风网手工解算法

该法有多种，其中改进的《斯考德—恒斯雷》渐近法具有方法简单、精度较高、收敛快、适合金属矿井风网特点，可优先采用。

解算通风网路的功能及适用条件表

表 2-16-25

序号	程序名称	功能及适用条件	编制单位及作者
1	2	3	4
1	矿井主通风机选优及网路解算的电子计算机程序	功能: 1.能解算任意规模的复杂通风网,具有自选网孔功能; 2.允许在任意风道安排自然风压; 3.允许某些用风点的风量预先给定; 4.能够自拟一组风量值,作为迭代的初始风量; 5.能够在要求范围内优选风机; 6.能调节风阻,使分风更加合理; 7.能对风压和流进、流出节点的风量是否平衡作检验 适用条件: 1.用于自选风机或不需自选风机的网路解算; 2.适用于生产矿井,当巷道风阻和自然风压为已知情况; 3.用ALG01-60语言编写,用于DJS-6机; 4.多风机联合通风的各分支回风段间不存在角联巷道时	辽宁煤炭研究所 北京有色金属设计研究院
2	电子计算机解算矿井通风网路并选择最佳风机	功能: 1.可直接输入风阻,如不知巷道风阻可输入巷道参数计算风阻。 2.自行圈划独立的闭合回路,并以需风巷的需风量为基础,自动形成节点平衡的初始风量; 3.同程序1功能的1,3,5款; 4.考虑风窗调阻,使分风满足要求 适用条件: 1.适用于新矿井设计,老矿井改造,扩建和生产管理的通风计算和通风机选择; 2.同程序1适用条件1、4款; 3.用ALGOL-60语言编写,用于DJS-21机	长沙黑色矿山设计研究院 从善本、田其俊
3	矿井通风网路解算及最佳风机选择通用程序	功能: 1.同程序1功能的1,3,6,2款和程序2功能的2款; 2.按需要设置漏风回路,生产矿井漏风量按实测数,新建矿井漏风按预计数; 3.按投资经营费、通风可靠性、管理难易综合优选通风机和生产矿井风机的最优匹配 适用条件: 同程序2	长沙有色金属设计研究院 彭丽、陈太慈、周序
4	矿井通风管理布局优化计算	功能: 1.能计算矿井自然风压,大风压并自动描述矿井风机运转特性; 2.对任意结构的风网,自动选择最小生成树及其余树,并建立有关计算内容的基本矩阵; 3.能分析某些特殊情况(如井下火灾,气候变化等)矿井通风状况的变化,以及提供处理依据,并分析通风机联合运转的稳定性,提供有关调节措施; 4.根据不同风网结构,对调节设施的位置及数量作优化选择,并按各用风点的需风量计算调节设施的调节量; 5.根据实际需要和具体条件选择通风机的调节方法,计算调节量及提出调节后的通风机特性方程; 6.同程序1功能的1,4款 适用条件: 1.不需自选风机的风网解算; 2.用于生产矿井的计算机控制以实现矿井自动控制或对通风系统监测并确定	贵州工学院 李恕和、王义章

续表

序号	程序名称	功能及适用条件	编制单位及作者
1	2	3	4
4		合理调节方式; 3.用ALGOL-60语言编写,用于DJS-21机	
5	矿井通风网路图论解	功能: 1.判断对角巷道风流方向; 2.进行自然分风计算,由于程序按图论编制,可根据固定风量边数的多少选择不同的计算方法,所以无论进、回风段是任何结构,均可随意计算; 3.可判断自然风压和矿井火灾,热风压对矿井通风的影响和破坏(判断风流逆转区); 4.计算风机工况及多台风机联合运转工况(风机稳定运转情况分析); 5.对任意结构的风网风流控制的调节设施设置及方式的选择; 6.任意已知条件下(指已知风量多少及任意风网结构)各调节设施调节参数的计算; 7.任意台数及型式风机调节参数计算(包括辅助调节)适用条件:同程序4适用条件的1,2,3款	贵州工学院李烈和王义章
6	微机CNP-1程序解算矿井通风网	功能: 1.根据所给条件计算风网的自然分风和某些分支的按需分风; 2.允许在任意巷道设自然风压并解算风网; 3.可打印风机参数,风量风压特性曲线,输出风量-功率特性曲线,风机效率等参数; 4.通过绘图仪(HELPLOT、DMP-29型)输出风量风压特性曲线并标明风机运行工况点的数值; 5.对固定风量分支风路直接计算应有的风阻值,以便调节; 6.打印矿井总风阻,等积孔,总阻力; 7.对某一风网方案,程序可按不同风机和同型风机不同参数进行计算; 8.计算风机耗电功率和矿井通风总费用,吨煤平均通风费用 适用条件: 1.任意规模风网的自选风机或不自选风机的风网解算; 2.适用新建或改建矿井风网解算或风机选择; 3.FORTRAN-IV语言,其中绘图程序用FORTRAN-IV和DM/PLW语言混合编写,(DM/PLW为命令式结构语言是HELPLOT, DMP-29型多笔绘图仪自带支持软件),机型为IBMPC或Apell-I微机。	中国矿业学院,徐州矿务局,刘方鑫赵以惠张惠忱等
7	通风网路电子计算机解算及PC-1500程序使用说明	(模块8K,可解80条巷道)	云南煤矿设计院
8	用PC-1500解算矿井通风网	(模块16K,可解200条巷道)	长沙有色冶金设计研究院 易建斌

16.3.4.2 解算复杂通风网的电子计算机程序

电子计算机法解算矿井通风网,其程序一般可按分支风路摩擦总阻力的大小顺序,分别打印各分支风路的各巷道(和工作面)的风向、风量、风速、风阻、摩擦阻力和该分支

风路的总摩擦阻力, 以及考虑局部阻力后的矿井通风总阻力值等。有的程序还打印出各分支风路需要调节的阻力值等。

国内各单位已编制一些程序, 各有特点, 今介绍部分程序列于表 2-16-25 中, 供选用。

16.4 矿井降温与防冻

《冶金矿山安全规程》规定:

(1) 采掘工作面的空气干球温度, 不得超过摄氏 27 度; 热水型矿井和高硫矿井的空气湿球温度, 不得超过摄氏 27.5 度。

空气温度超过上述规定时, 应采取降温措施。

(2) 冬季进风井巷的空气温度, 应保持在摄氏 2 度以上。禁止用明火加热进入矿井的空气。符合有关风源质量和井下作业地点有害气体浓度的规定时, 允许利用采空区预热进入空气。

在矿山建设前期(地质勘探、可行性和初步设计阶段), 对高硫金属矿、埋藏较深、矿区附近有温泉出露或有异常地热因素等的矿床, 都应判断其是否为潜在的热害矿井。按国务院《矿山安全条例》[国发(1982) 30号]规定: “为了保证矿山安全, 地质勘探报告必须为矿山设计提供以下技术资料:

“地温异常和热水矿区的岩石热导率、地温梯度、热水来源、水温、水压和水量, 并圈定热害范围。”设计部门据此计算矿井热害散热量和井下大气气象条件, 选定相应防治措施。

高温矿井可分为四种基本类型, 即岩热型、热水型、氧化型、混合型。热害的防治措施也可分为四类, 即隔离热源, 加强通风, 冷水喷雾和制冷降温。

一般宜采用综合性措施, 一些矿山的热源类型及防治措施见表 2-16-26。

高温型矿井主要热源类型及防治措施

表 2-16-26

矿井名称	平顶山八矿	台吉煤矿	里兰煤矿	九龙岗煤矿	711 矿	岫岩铅矿	向山硫铁矿
类 型	混 合	混 合	混 合	岩 热	热 水	热 水	氧 化
开采深度 (m)	500	700	300	800	300	200	100
地质背景	基底抬高	基坑凹陷	深循环热水	基底凹陷	深循环热水	深循环热水	
主要热源	岩热、热水	岩热、氧化	岩热热水	岩 热	45℃热水	53℃热水	硫化物氧化
防治措施	加强通风局部 制冷	同左	同左	同左	疏干热水通 风和局部制冷	隔离热水	改进采矿方 法和加强通风

在我国东北、西北、华北等地区的矿井, 冬季寒冷, 气温甚低, 使兼作通风用的提升井筒有结冰现象, 严重时造成卡罐、跑车、水管冻裂等。为此, 须对冬季井口入风进行预热。

16.4.1 矿井热计算原始参数的确定

矿井热计算的原始参数除由地质、生产部门提供实测资料外, 尚应参照类似矿山的资

料进行分析选取, 主要参数是:

(1) 地面气温 t ($^{\circ}\text{C}$)、含湿量 D (kg/kg), 分别取历年气温最高月, 最低月的平均值。

(2) 恒温带标高 H_0 (m), 当无实测值时可取进风口标高以下20~30m。

(3) 恒温带温度 t_0 ($^{\circ}\text{C}$), 若无实测值时, 可取高于当地年平均气温 2°C 。

(4) 地温率 G_t ($\text{m}/^{\circ}\text{C}$)。若无实测值时可取 $33\text{m}/^{\circ}\text{C}$ 。

(5) 湿壁系数 F_w 是衡量巷道潮湿与否的一个无量纲系数, 其值等于并巷岩壁表面积中潮湿部分与总面积之比。

(6) 岩石热物理参数包含岩石导热系数 λ ($\text{kJ/mh}^{\circ}\text{C}$), 岩石比热 C ($\text{kJ/kg}^{\circ}\text{C}$), 岩石体重 R_g (kg/m^3), 无实测值时可参照表 2-16-27 选取。

岩石的热物理性质

表 2-16-27

矿岩名称	导热系数, λ ($\text{kJ/mh}^{\circ}\text{C}$)	比热, C ($\text{kJ/kg}^{\circ}\text{C}$)	体重, R_g (kg/m^3)	矿岩名称	导热系数, λ ($\text{kJ/mh}^{\circ}\text{C}$)	比热, C ($\text{kJ/kg}^{\circ}\text{C}$)	体重, R_g (kg/m^3)
泥砂岩	7.58	0.946	2648	煌岩	2.05	1.047	1780
粉砂岩	8.62	0.925	2720	片麻岩	9.96	0.816	2720
中粒砂岩	9.80	0.883	2640	泥灰岩	9.96	0.917	2630
灰岩	7.91	0.913	2721	粘土质泥灰岩	7.75	0.879	2530
白云质灰岩	11.18	0.921	2709	粘土	8.00	0.946	2460
硬石膏	15.16	0.783	3147	粘土岩	9.21	0.858	2720
硬石膏绿泥石	14.99	0.712	2716	磁铁矿	19.26	0.724	4538
硅质岩	13.57	0.862	2732	黄铁矿	12.1	0.607	4084
粗安岩	6.87	0.879	2630	黄铁浸染硅岩	22.40	0.854	2968
石英岩	14.95	0.888	2880	硫化矿	15.07	0.896	4660
正长斑岩	7.54	0.850	2580	铜矿石	15.14	0.871	4688
花岗岩	8.08	0.909	2760	碳质页岩	3.01	1.022	1765
花岗闪长岩	7.16	1.047	2690	泥质页岩	3.35	0.992	2433
蛇纹岩	6.69	0.950	2699	煤	1.05	1.185	1225
辉绿岩	8.33	0.787	3010	褐煤	0.913	1.143	1210
玄武岩	6.03	0.888	2860	硬煤	0.99	1.022	1245

(7) 原始岩温, 按式 (2-16-40) 计算;

$$T = t_0 - (H_0 - H)/G_t \quad (2-16-40)$$

式中 T ——巷道所在标高的平均原始岩温, $^{\circ}\text{C}$;

H ——巷道平均标高, m ;

H_0 ——恒温带标高, m ;

t_0 ——矿区恒温带平均温度, $^{\circ}\text{C}$; t_0 值应由地质部门提供。当矿区地面标高接近海平面时, t_0 值比当地历年平均气温高 0.8°C ; 若矿区地面标高为海拔 $200 \sim 500\text{m}$ 时, t_0 值比当地历年平均气温高 $1 \sim 2^{\circ}\text{C}$;

G_t ——地温率, 即地温每升高一度的岩层深度, $\text{m}/^{\circ}\text{C}$;

(8) 围岩岩壁对空气的散热系数按式 (2-16-41) 计算;

$$\alpha = 22.19 + 15.07v \quad (2-16-41)$$

式中 α ——围岩岩壁对空气的散热系数, $\text{kJ/m}^2\text{h}^{\circ}\text{C}$;

v ——井巷空气流速, m/s 。

16.4.2 井巷主要热源散热量计算

16.4.2.1 围岩散热量

$$Q_r = KPL(t - t_N) \quad (2-16-42)$$

式中 Q_r ——围岩对空气的散热量, kJ/h ;

K ——围岩对空气的热传导系数, $kJ/mh^\circ C$;

P ——井巷净断面周长, m ;

L ——井巷长度, m ;

t ——围岩原始温度, $^\circ C$;

t_N ——井巷中风流平均温度, $^\circ C$;

K 值的确定有平松良雄法, 沃洛巴耶夫法, 舍尔巴尼法和实测法等。下面仅介绍平松良雄法和实测法。

1. 平松良雄法

平松良雄法适用于井巷风流与围岩的稳态热交换。即通风时间大于 10^4 小时, 计算公式如下:

$$K = \eta \lambda / P \quad (2-16-43)$$

$$\eta = e^{(B^{-\alpha_1} + K^{\alpha_2} + (d_0/B)^{\alpha_3})}$$

$$B = \frac{\lambda \tau}{c R_G r_0^2}, \text{ 当 } \tau > 10^4 \text{ 时取 } \tau = 10^4$$

$$K = \alpha r_0 / \lambda$$

$$\alpha_1 = 0.2210881, \alpha_2 = 0.076865145,$$

$$\alpha_3 = -0.29862581, \alpha_4 = 0.5458454;$$

式中 η ——无量纲综合系数

λ ——岩石导热系数, $kJ/mh^\circ C$ (实测或查表 2-16-27);

r_0 ——巷道当量半径, m ; 一般情况下, $r_0 = \frac{2S}{P}$; 巷道非常粗糙时, $r_0 = \frac{1.4s}{P}$;

S ——巷道断面积, m^2 ;

P ——巷道周长, m ;

c ——岩石比热, $kJ/kg^\circ C$;

R_G ——岩石体重, kg/m^3 ;

τ ——井巷通风时间, h ;

α ——岩壁对空气的散热系数, $kJ/m^2h^\circ C$; 按公式 2-16-45 计算。

例 1 已知巷道围岩体重 $R_G = 2500 kg/m^3$, 导热系数 $\lambda = 8.374 kJ/mh^\circ C$ 、比热 $c = 0.8374 kJ/kg^\circ C$, 巷道断面 $S = 8 m^2$, 周长 $P = 12 m$, 风速为 $3 m/s$, 连续通风 10000 小时。求围岩对空气的热传导系数

解: $\because S = 8 m^2, P = 12 m, v = 3 m/s$;

$$\therefore r_0 = 2s/P = 1.333 m, \alpha = 22.19 + 15.07V = 67.4 (^\circ C/m^2 \cdot h \cdot ^\circ C),$$

$$K_1 = r_0 \alpha / \lambda = \frac{1.333 \times 67.4}{8.374} = 10.73$$

$$\text{又} \because B = \lambda \tau / c R_0 r_0^2 = \frac{8.37 \times 10000}{0.8374 \times 2500 \times 1.333^2} = 22.51$$

$$\therefore \eta = e^{[B^{-1} K_1^{1/2} e^{(a_1/B + a_2)}]} = 2.8$$

$$\therefore K = \eta \lambda / P = \frac{2.8 \times 8.374}{12} = 1.954 \text{ (kJ/m}^2\text{h}^\circ\text{C)}$$

2. 实测法

生产矿井可通过实测数据计算 K 值

$$K = \frac{G(i_2 - i_1) - \Sigma Q}{PL \Delta t_m} \quad (2-16-44)$$

式中 K ——围岩对空气的热传导系数, $\text{kJ/m}^2\text{h}^\circ\text{C}$;

G ——井巷风量, kg/h ;

i_2, i_1 ——井巷始末端空气热焐, kJ/kg ;

ΣQ ——井巷除岩层散热外, 其它热源散热量之和, kJ/h ;

P, L ——分别为井巷断面周长和长度, m ;

Δt_m ——岩层与空气的对数平均温度, $^\circ\text{C}$;

$$\Delta t_m = \frac{t_2 - t_1}{\ln \frac{T - t_1}{T - t_2}}$$

t_1, t_2 ——井巷始末端空气温度, $^\circ\text{C}$;

T ——岩层原始温度, $^\circ\text{C}$;

16.4.2.2 热水散热量

$$Q_w = \phi_1 \alpha_w (t_w - T_N) S_w \quad (2-16-45)$$

式中 Q_w ——水沟排水时热水散热量, kJ/h ;

ϕ_1 ——散热系数, 明水沟取 1, 暗水沟取 0.6;

t_w ——热水平均温度, $^\circ\text{C}$;

S_w ——水沟顶盖对空气的散热总面积, m^2 ;

T_N ——水沟附近风流平均温度, $^\circ\text{C}$;

α_w ——热水对空气的散热系数, $\text{kJ/m}^2\text{h}^\circ\text{C}$ 。

16.4.2.3 空气绝热压缩散热量

$$Q_p = 35.30 Q \left(\frac{\gamma_1 + \gamma_2}{2} \right) (H_1 - H_2) \quad (2-16-46)$$

式中 Q_p ——空气绝热压缩散热量, kJ/h ;

Q ——井巷空气流量, m^3/s ;

γ_1, γ_2 ——井巷始末端的空气密度, kg/m^3 ;

H_1, H_2 ——井巷始末端的标高, m 。

16.4.2.4 氧化散热量

$$Q_o = PLK_o \quad (2-16-47)$$

式中 Q_o ——氧化散热量, kJ/h ;

K_o ——氧化散热系数, kJ/hm^2 , 参照同类矿山实测值或按表 2-16-28 选取;

氧化散热系数 K. 值

表 2-16-28

氧化矿床, 矿石含硫 15~18% 的工作面			煤		
氧化不均匀	氧化严重	无氧化	井底车场及其附近	采准巷道	采矿工作面
70	225	0	12.6~18.8	27.2	54.4~62.8

其他符号同公式 (2-16-41)。

16.4.2.5 机电设备散热量

机电设备包括动力机、工作机和传动机, 其散热量的计算, 原则上可分为两类:

(1) 机器作功而被作用体无势能增加时, 按式 (2-16-48) 计算。

$$Q_i = 3600N\eta_a \quad (2-16-48)$$

式中 Q_i ——机电设备散热量, kJ/h,

N ——电动机安装功率, kW,

η_a ——电动机总利用系数, $\eta_a = \eta_1 \eta_2 \eta_3 \frac{1}{\eta}$;

η_1 ——安装系数 (电机最大实耗功率/安装功率) 一般为 0.7;

η_2 ——同时使用系数 (电动机同时使用功率/总安装功率);

η_3 ——负荷系数 (电机每小时实耗功率/最大实耗功率) 一般为 0.4~0.5;

η ——电动机效率, 可参照表 2-16-29 选取。

电动机效率

表 2-16-29

电动机功率 (kW)	1.1~3.0	3.1~5.0	5.1~10.0	11~15	16~20	21~30	31~50	51~80
效率, η	0.8	0.82	0.84	0.86	0.87	0.88	0.89	0.90
电动机功率 (kW)	90~100	110~200	210~300	310~400	440~500	550~800	850~1000	1050~1600
效率, η	0.9~0.93	0.905~ 0.93	0.915~ 0.938	0.904~ 0.925	0.925~ 0.943	0.932~ 0.951	0.938~ 0.95	0.941~ 0.967

上式适用采掘机、破碎机、水平皮带运输机等机电设备总散热量计算。

(2) 机器作功而增加被作用体的势能时按下式:

$$Q_e = 3600N\eta_a(1 - \eta\eta_m) \quad (2-16-49)$$

式中 η_m ——工作机和传动机构总的机械效率, 查有关样品说明书;

其它符号说明同公式 (2-16-48)。

上式适用绞车、卷扬机、水泵等机电设备总散热量计算。

16.4.2.6 其他热源散热量

1. 柴油机散热量

$$Q_d = BN_d Z_d \eta_d \quad (2-16-50)$$

式中 Q_d ——柴油机散热量, kJ/h,

B ——柴油机燃料平均消耗量, $\text{kg/kW}\cdot\text{h}$,

N_d ——柴油机的有效功率, kW ,

Z_d ——柴油的热值, 可取43472, kJ/kg ,

η_d ——柴油机散热量百分比。

以上参数可查表2-16-30确定。

柴油机燃料耗量及散热量百分比

表 2-16-30

N_d (kW)	<33	33~51	59~132	>132
B (kg/kWh)	0.23	0.22	0.19	0.17
η_d %	0.06	0.053	0.045	0.04

2. 照明电灯散热量

$$Q_l = 3600N_l \quad (2-16-51)$$

式中 Q_l ——照明电灯散热量, kJ/h ,

N_l ——电灯功率, kW 。

3. 输送热介质管道散热量

$$Q_p = 3.14DLK_p(t_p - T_N) \quad (2-16-52)$$

式中 Q_p ——管道散热量, kJ/h ,

D ——管道外径, m ,

L ——管道长度, m ,

K_p ——管道传热系数, kJ/m^2 , 当管内介质为液体时, $K_p = 33 \sim 36$, 当管道介质为空气时, $K_p = 17 \sim 33$,

t_p ——管内流体温度, $^{\circ}\text{C}$

T_N ——铺管井巷的平均温度, $^{\circ}\text{C}$ 。

4. 人体散热量

$$Q_m = nK_m \quad (2-16-53)$$

式中 Q_m ——人体散热量, kJ/h ,

n ——巷道内同时工作的工人人数,

K_m ——人体散热系数, kJ/h , 轻劳动时, $K_m = 420$, 中等劳动时, $K_m = 840$, 重劳动时, $K_m = 1260$ 。

5. 爆破散热量

$$Q_{ex} = B_{ex}K_{ex}/t \quad (2-16-54)$$

式中 Q_{ex} ——爆破散热量, kJ/h ,

B_{ex} ——巷道内每昼夜爆破炸药量, kg ,

K_{ex} ——炸药爆热, kJ/kg , 可查表2-16-31和表2-16-32,

t ——炸药爆破增温的影响时间, $t = 24$, h 。

6. 风机散热量

几种单体炸药爆热 K_{ex} 值

表 2-16-31

炸药名称	硝化甘油	蔡安	黑索金	梯恩梯
装药密度 (kg/dm^3)	1.6	1.54	—	—
爆热 (kJ/kg)	6217	5862	5819	4187

几种硝铵炸药爆热 K_{ex} 值

表 2-16-32

炸药名称	硝酸铵	铵基炸药	铵梯炸药	2°岩石炸药	铵油炸药 94·6
爆热 (kJ/kg)	1440	8964	4228	3638	3412

$$Q_f = \frac{K_f}{1000} Q B_f \quad (2-16-55)$$

式中 Q_f ——压入式风机和井下风机散热量, kJ/h ;

Q ——扇风机风量, m^3/h ;

B_f ——扇风机风压, Pa ;

K_f ——系数, 压入式主扇取 $K_f = \frac{1}{\eta_f}$, 其它所有井下扇风机 $K_f = \frac{1}{\eta_f \eta_e}$;

η_f, η_e ——分别为扇风机和电动机效率, 可查有关产品说明书。

16.4.3 高温矿井大气气象条件计算

16.4.3.1 计算步骤

矿井大气有气温、湿度、焓(空气中所含的热量)等参数, 其计算步骤如下:

- (1) 分析和给定井巷始端大气参数;
- (2) 计算井巷内诸热源散热量;
- (3) 根据热平衡方程求井巷末端大气参数。

16.4.3.2 热平衡计算

风流通过井巷内各种热源加热后的热力平衡方程式为,

$$1.005(t_2 - t_1) + 2500(D_2 - D_1) + 1.842(t_2 - t_1)(D_2 - D_1) = \frac{1}{G} \Sigma Q, \quad (2-16-56)$$

式中 t_1, t_2 ——井巷始末端的空气温度, $^{\circ}\text{C}$;

D_1, D_2 ——井巷始末端的空气含湿量, kg/kg ;

G ——井巷空气流量, kg/h ;

ΣQ ——井巷诸热源散热量总和, kJ/h ;

1.005——空气等压比热, $\text{kJ}/\text{kg}^{\circ}\text{C}$;

2500——水的气化热, kJ/kg ;

1.842——水蒸汽等压比热, $\text{kJ}/\text{kg}^{\circ}\text{C}$ 。

一般情况下亦可采用近似公式计算, 即,

$$1.005(t_2 - t_1) + 2500(D_2 - D_1) = \frac{1}{G} \Sigma Q_2 \quad (2-16-57)$$

由于矿井条件复杂多变, 矿井大气气象条件的计算所依据的假设条件各异, 各参数的计算方法及过程亦多种多样, 如平松良雄法, 杨德源法, 沃洛巴耶夫法等。

16.4.3.3 平松良雄计算法

假设巷道内有一部分是潮湿的, 另一部分是干燥的, 干燥部分的围岩散热量仅加热空气, 而潮湿部分的围岩散热量用于加热空气和使水分汽化。

计算过程简介: 假定井巷末端空气温度 t_2 , 求解含湿量 D_2 , 根据 D_2 及假定条件解算末端空气温度的计算值 t_2' 。

1. 各参数计算

1) 巷道末端含湿量计算

$$D_2 = D_1 + \frac{\Sigma Q_1}{2500} - \frac{1.005}{2500}(t_2 - t_1) \quad (2-16-58)$$

2) 对应于潮湿壁面温度的平均饱和含湿量

$$D_m = \frac{1.005G(D_2 - D_1)}{2\pi r_0 L F_0 \alpha} + \frac{D_1 + D_2}{2} \quad (2-16-59)$$

式中 G ——空气每小时流量, kg/h ;

D_m ——潮湿壁面温度的平均饱和含湿量, kg/kg ;

r_0 ——井巷当量半径, m ; 一般情况下 $r_0 = \frac{2S}{P}$, 如巷道围岩非常粗糙时, $r_0 = \frac{1.4S}{P}$;

F_0 ——岩壁湿润系数, 即潮湿部分面积与全面积的比例;

α ——岩壁对空气的散热系数, $\text{kJ/m}^2\text{h}^\circ\text{C}$, 按 (2-16-41) 式计算。

3) 对应于平均饱和含湿量的平均饱和水蒸汽分压计算

$$B_m = \frac{BD_m}{0.622 + D_m} \quad (2-16-60)$$

$$B = 101325(1 - H/44300)^{5.256}$$

式中 B_m ——对应于 D_m 的饱和水蒸汽分压, Pa ;

B ——井巷的平均湿空气压力, Pa ;

H ——井巷平均标高, m ;

4) 对应于饱和水蒸汽分压的湿壁表面平均温度计算

$$T_m = \frac{237.3 \lg \left(\frac{B_m}{4.58 \times 133.322} \right)}{7.5 - \lg \left(\frac{B_m}{4.58 \times 133.322} \right)} \quad (2-16-61)$$

式中 T_m ——湿壁表面平均温度, $^\circ\text{C}$ 。

5) 井巷内平均水蒸汽分压计算

$$B_s = \frac{B \left(\frac{D_1 + D_2}{2} \right)}{0.622 + \left(\frac{D_1 + D_2}{2} \right)} \quad (2-16-62)$$

式中 B_s ——井巷内平均水蒸汽分压, Pa。

6) 井巷内干燥壁面的平均温度计算

$$T_d = T_m + 1510 \frac{B_m - B_s}{B} \quad (2-16-63)$$

式中 T_d ——干燥壁面表面平均温度, $^{\circ}\text{C}$ 。

7) 潮湿壁面传给空气的显热(干空气中的焓)计算

$$Q_s = 2\pi r_0 L \alpha F_0 (T_m - T_N) \quad (2-16-64)$$

$$T_N = \frac{t_1 + t_2}{2}$$

式中 Q_s ——潮湿壁面传给空气的显热, kJ/h ;

T_N ——空气平均温度, $^{\circ}\text{C}$ 。

8) 干燥壁面传给风流的显热计算

$$Q_d = 2\pi r_0 \alpha L (1 - F_0) (T_d - T_N) \quad (2-16-65)$$

式中 Q_d ——干燥壁面传给风流的显热, kJ/h 。

9) 巷道末端气温的计算值

$$t'_2 = t_1 + \frac{1}{1.005G} (\Sigma Q_i - Q_r + Q_d + Q_s) \quad (2-16-66)$$

式中 t'_2 ——巷道末端气温的计算值, $^{\circ}\text{C}$;

Q_r ——按平松良雄法计算的围岩散热量, kJ/h 。

10) 巷道末端空气的相对湿度

$$\varphi_2 = 101325 \left(1 - \frac{H_2}{44300} \right)^{6.236} \left(\frac{D_2}{0.622 + D_2} \right) \frac{1}{4.58 \times 133.322 \times 10 \left(\frac{7.5 t'_2}{237.3 + t'_2} \right)} \quad (2-16-67)$$

式中 φ_2 ——巷道末端空气的相对湿度;

H_2 ——巷道末端标高, m。

2. 使用平松良雄算法注意事项

(1) 井巷分段长度需控制在300m以内, 最大不得超过500m。

(2) 如井巷为减湿或等湿过程时, 计算步骤应由1)直接转向9)而不计算2)~8), 此时:

$$t'_2 = t_1 + \frac{1}{1.005G} (\Sigma Q_i) \quad (2-16-68)$$

3. 平松良雄法迭代计算

当设定值 t_0 与计算值 t'_2 存在误差时, 应修正 t_0 重复计算。设经过 n 次迭代计算方能满足精度要求, 并设第 i 次计算的初设值和计算值分别为 $t_0^{(i)}$, $t_2^{(i)}$, 初设值可按以下步骤

确定,

$$(1) t_2^{(1)} = t_0 + \frac{H_0 - H_B}{G_1}$$

式中 $t_2^{(1)}$ ——第一次初设值, $^{\circ}\text{C}$;
 t_0 ——矿井恒温带温度, $^{\circ}\text{C}$;
 H_0 ——矿井恒温带标高, m ;
 H_B ——井巷末端标高, m ;
 G_1 ——地温率, $\text{m}/^{\circ}\text{C}$;

$$(2) t_2^{(2)} = \frac{t_2^{(1)} + t_2^{(1)}}{2}$$

$$(3) t_2^{(i+1)} = \frac{K_1 t_2^{(i)} - t_2^{(i)}}{K_1 - 1} \quad i \geq 2$$

$$K_1 = \frac{t_2^{(i)} - t_2^{(i-1)}}{t_2^{(i-1)} - t_2^{(i-2)}}$$

式中 K_1 ——气温修正系数。

例如: 已知某矿地表大气参数为: 气温 $t = 15.4^{\circ}\text{C}$, 含湿量 $D = 0.0083 \text{ kg/kg}$, 并且测得恒温带标高 $H_0 = 100 \text{ m}$, 恒温带温度 $t_0 = 16.2^{\circ}\text{C}$, 地温率 $G_1 = 33.3 \text{ m}/^{\circ}\text{C}$, 入风井标高 $H_1 = 100 \text{ m}$, 井底标高 $H_2 = -600 \text{ m}$, 空气流量 $G = 16.28 \text{ kg/s}$, 风井断面 $S = 13.58 \text{ m}^2$, 周长 $P = 14.1 \text{ m}$, 井巷长 $L = 700 \text{ m}$, 湿壁系数 $F_w = 0.3$, 围岩热物理参数为热传导系数 $\lambda = 7.159 \text{ kJ/mh}^{\circ}\text{C}$, 比热 $C = 1.467 \text{ kJ/kg}^{\circ}\text{C}$, 体重 $R_0 = 2690 \text{ kg/m}^3$ 。求井底气温温度。

解: 用平松良雄法迭代计算, 迭代 7 次满足精度要求, 下表列出了其中第六、七次计算的有关结果, 见表 2-16-33。

有关计算结果

表 2-16-33

i	(i) t_2 $^{\circ}\text{C}$	Q_t kJ/h	D_2 kg/kg	D_m kg/kg	B_m Pa	T_m $^{\circ}\text{C}$	T_d $^{\circ}\text{C}$	Q_m kJ/h	Q_d kJ/h	$t_2^{(i+1)}$ $^{\circ}\text{C}$
6	1.9965	164186	0.010332	0.01060	1746.03	15.3715	18.3400	-218555	146940	21.017
7	20.069	163239	0.01028	0.01053	1737.20	15.2900	18.1999	-230891	102693	20.057

16.4.3.4 高温矿井气温计算程序简介

高温矿井气温计算繁琐, 有条件应尽量使用电算机解算, 它可在较大的范围内试算高温矿井工作面的大气气象条件, 如长沙有色冶金设计研究院用 DJS-21 机 ALGOL-60 算法语言编制的程序, 同时可对平松良雄、杨德源和沃洛巴耶夫三种算法进行解算, 逻辑框图参看 2-16-5 图, 数据输入参看表 2-16-34。

其余程序有: 如马鞍山钢铁设计研究院用 ALGOL-60 语言、《煤矿设计手册》用 TQ-16 机 ALGOL-60 语言编写的风温计算程序等, 都可供参考与选用。

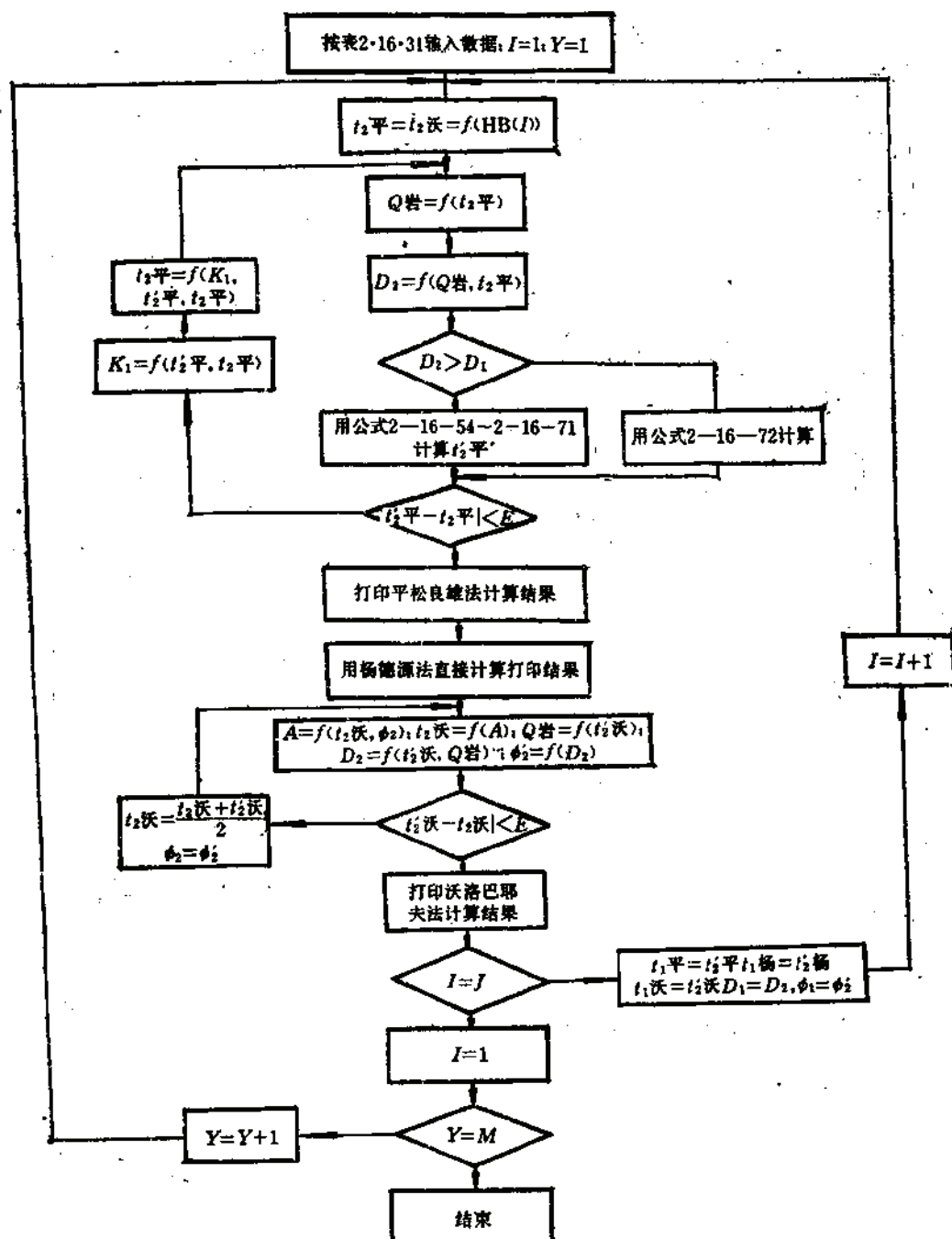


图 2-16-5 大气气象条件计算逻辑框图

变量下标 1, 2 分别代表断面 1 和断面 2; 平、杨、沃分别代表平松良雄算法, 杨德源算法, 及沃洛巴耶夫算法。

数 据 输 入 表

表 2-16-34

参 数	序 号	符 号	意 义	单 位	数 据 个 数	备 注
算 题	1	M	大气参数个数	条	1	
总信息	2	J	井巷分段总数	组	1	
地温参数	3	T ₀	恒温带温度	℃	1	
	4	H ₀	恒温带标高	m	1	
	5	G _T	地 温 率	m/℃	1	
大气参数	6	TJ	大 气 温 度	℃	M	按需要排列, 输出结果与其对应
	7	DJ	大 气 含 湿 量	kg/kg	M	
井 巷 基 础 数 据	8	HA	起 点 标 高	m	J	从进风至回风依次排列, 如:
	9	HB	终 点 标 高	m	J	
	10	G	空 气 流 量	kg/h	J	
	11	S	横 截 面 积	m ²	J	
	12	PL	横截面周长	m	J	
	13	L	井巷分段长度	m	J	
	14	E	井巷粗糙系数		J	
	15	K ₀	氧化系数	kJ/m ³ h	J	
	16	PE	压入式风机风压	Pa	J	
	17	ZE	机电设备散热量	kJ/h	J	
	18	ZF	其它散热量	kJ/h	J	
	19	F ₀	湿壁系数		J	
	20	λ	围岩热传导系数	kJ/hm℃	J	
	21	C	围岩比热	kJ/kg℃	J	
	22	R ₀	围岩体重	kg/m ³	J	
	23	φ ₁	杨德源算法含湿量		J	

从进风至回风依次排列, 如:

1	2	3	...	
进 风 井	石 门	大 巷	...	回 风 井

16.4.4 高温矿井降温措施

16.4.4.1 一般要求

高温矿井降温措施有: 隔离热源, 加强通风, 用冷水或冰水对风流喷雾降温, 人工制冷降温等。

在一切热害防治措施中, 隔离热源往往是最根本、最重要、最经济的措施。

- (1) 井巷布置应尽量避免局部异常高温区域, 尽可能设在导热系数低的岩层中。
- (2) 尽可能采用分区通风系统, 缩短新鲜空气流程, 以减少空气吸热升温。
- (3) 风井布置形式对降温有显著影响, 以混合式最好, 对角式次之, 中央式最差。
- (4) 有大容量机电设备的硐室, 一般应尽量布置在靠回风井附近或建立独立的回风风路。

(5) 采用高效率的机械化充填采矿法, 可提高矿井有效风量, 减少高热矿石在矿井中的停留时间, 可解决采空区漏热水、残留可燃矿石及围岩发火, 隔绝采空区顶底板散热等关键问题, 充填体本身也可大量吸热, 崩落法与充填法相比, 风量与降温的效果见图 2-16-6。

(6) 采用后退式回采顺序, 在同样条件下, 工作面的风量、风速比前进式回采要

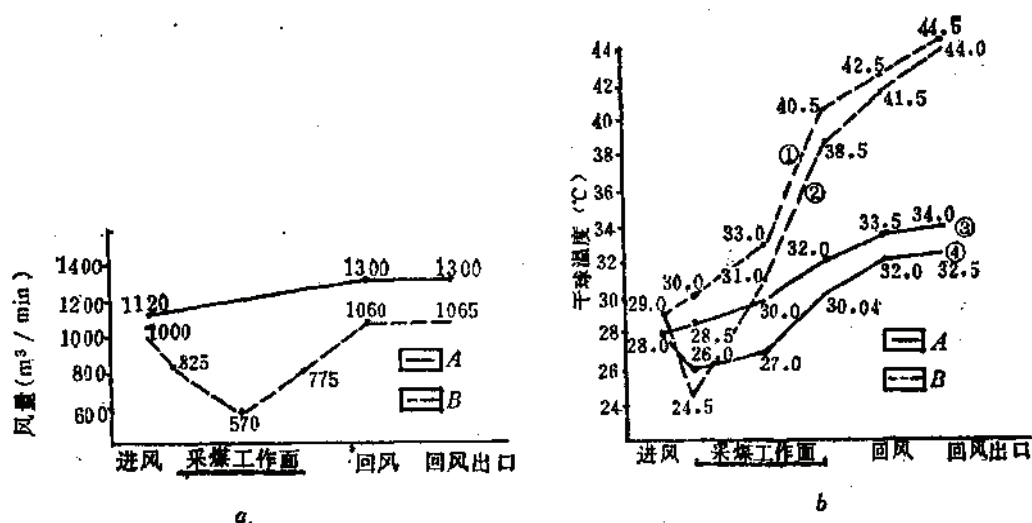


图 2-16-6 崩落法与充填法风量与温度比较

a—风量比较, b—温度比较

①—崩落法无冷冻机工作面; ②—崩落法有冷冻机工作面; ③—充填法无冷冻机工作面; ④—充填法有冷冻机工作面; A—充填法; B—崩落法

大, 对风流降温有利, 并可改善人体散热条件。

16.4.4.2 热水散热量控制

对以热水为主要热源的高温矿井的设计, 应优先考虑采用疏干方法, 并注意热水具有温度高、水压大和不同程度的腐蚀性等特点, 采取相应的特殊措施, 如防喷、防腐等安全措施, 有关热水矿床疏干排水降温, 详见水文地质篇, 本章介绍其他有关热水降温的措施。

1. 热水散热隔热措施

(1) 当运输巷道兼作排水巷道时, 应采用加严密盖板的暗沟、隔热管, 或利用埋设在巷道底板的普通管道将热水排至水仓。

采用专门疏干巷道且与运输巷道平行时, 前者标高应低于后者, 两者间距应大于15~20m。

(2) 水泵房、水仓总排水管尽可能设置在回风井附近, 水仓距运输道及有关硐室距离要大于15~20m, 水仓与运输巷道连接处应设置密闭门。泵房内排水管应采用隔热措施。

(3) 在条件适合时, 可以采用对热水源进行注浆堵水, 减少热水涌出量。

当井巷岩壁有少量热水涌出或渗水时, 可采用喷涂防水材料, 减少散热量。

2. 管道和风筒的隔热

隔热技术主要是为减少各种输送介质的热交换。适当的隔热措施能使各种降温措施发挥更大的作用。如九龙岗煤矿采用风筒向工作面送冷风, 隔热后每百米风筒冷损80.17 kJ/h, 为隔热前的1/25.4。隔热技术分为管道隔热和风筒隔热两种。

(1) 高温矿井的管道隔热一般是在普通管道外壁包扎各种隔热材料或采用多层管

道,在满足压力的前提下,可采用隔热性良好的塑料管道。

常用隔热材料的性能参看表2-16-35。

管道常用隔热材料的主要性能

表 2-16-35

材料性能	矿渣棉管 壳、板	玻璃棉毡 管壳、板	软 木	水玻璃膨胀 珍珠岩 管壳、板	泡沫塑料
导热系数 (kJ/mh °C)	0.187~0.209	0.127~0.209	0.167~0.293	0.209~0.272	1.005~1.465
容 重 (kg/m³)	150~200	100~130	150~300	200~300	<15
耐 热 度 (°C)	<250	<350	—	<650	<60
耐 寒 度 (°C)	—	-35	—	-40	—

(2) 在风筒外包扎、喷涂隔热材料。

向山硫铁矿曾用聚苯乙烯泡沫塑料隔热风筒,40m距离内风温升高值减少3°C左右。

南非研制的软质隔热风筒,重量为2.2kg/m,送风量113m³/min,筒外风温35°C,筒内温度为25°C。见图2-16-7。

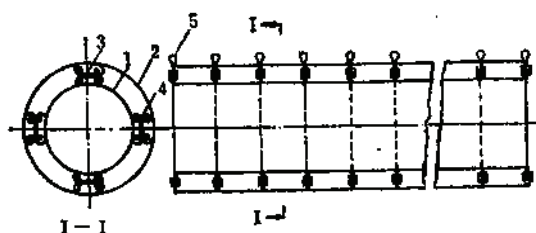


图 2-16-7 多层柔性风筒

1—内风筒; 2—外风筒; 3—金属卡子; 4—尼龙绳; 5—吊环

16.4.4.3 加强通风

加强通风主要目的是减少单位风量温升或提高局部风速,前者一般是通过加大风量来实现,而后者则采用空气引射器来实现。

1. 加大风量

为降温目的而增加风量可按下式粗算

$$\Delta Q_s = \frac{Q_s(t_s - t_c)}{t_c} \quad (2-16-69)$$

式中 ΔQ_s ——某工作面所需增加风量值, m³/h;

Q_s ——某工作面原实际风量, m³/h, Q_s 按排尘风量给出;

t_s ——某工作面末端原风流温度, t_s 按矿井大气气象条件计算出;

t_c ——工作面允许的最高气温。

加大风量的办法应视井下通风和生产的具体条件分析比较确定。

2. 提高局部风速

提高风流局部风速可改善人体散热条件,增加工作人员舒适感,一般采用环缝式空气引射器。见图2-16-8。缺点是环缝易堵和压气耗量大。

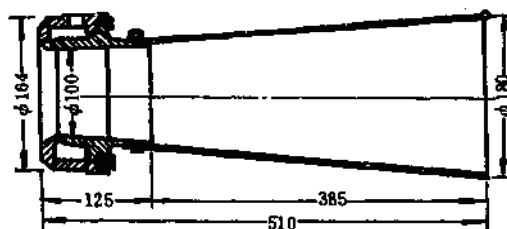


图 2-16-8 YP-100型环缝式压气引射器结构

16.4.4.4 用冷水或冰水对风流降温

采用本方法的空气参数变化及降温效果见表2-16-36。

用冷水或冰水对风流喷雾的热工过程

表 2-16-36

空气处理过程	处理方法及效果	适用条件及特点
减 焓 减 湿 降 温	用温度低于风流露点温度的冷水喷雾， 降温效果最好	适用于有地表冷水或地下水的高温矿井，若 用机制冷水时受制冷设备、隔热技术条件限制， 实现此过程较困难
减 焓 加 湿 降 温	用温度稍低于风流湿球温度的冷水喷雾 含湿量增加，风湿降低	适用季节性高温工作面而进风湿球温度较低的 高温矿井。
增 焓或等 焓 加 湿 降 温	用循环水喷雾，湿润岩壁水分蒸发，矿 井降温效果不甚显著	适用于间歇式作业高温工作面

本方法主要是利用水的汽化吸热而实现空气降温的目的。若利用冰水喷雾时效果更好。

如向山硫铁矿采用在总进风流喷雾，利用井下21~23℃低温水，采用武安-30喷雾器，每排55个，三排共计165个，耗水量40m³/h，当风量为12m³/s、温度为26℃时，经喷雾后温度降低2.2~2.6℃。

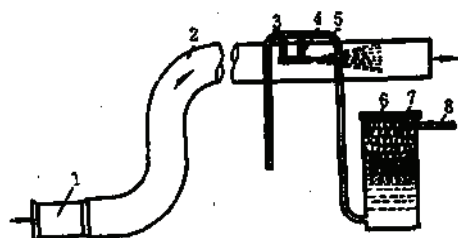


图 2-16-9 向山硫铁矿冰水喷淋装置

1—局扇；2—风筒；3—压气管；4—喷嘴；5—冷水
管；6—冰块；7—冰块水箱；8—水管

向山硫铁矿还采用冰块与27℃的水混合，用温度10°左右的冷水在工作面进风风筒中对风流喷雾，可使工作面的入风平均下降5.5~6.5℃，相对湿度由40%增至50%，耗水量约0.24L/min，耗水量为每班75kg。图2-16-9为该装置示意图。

16.4.4.5 人工制冷降温

对于一般季节性高温矿井，采用前述三项热害防治措施，可望将工作面空气温度降

低到26~28℃，否则就要应用制冷降温技术。

考虑使用制冷技术降温的矿山，在建设初期应做充分的技术论证。避免矿山在建设及生产中出现被动局面。

人工制冷降温有固定式制冷站和移动式空调机两类,前者适用全矿或生产阶段总风流的降温,后者主要是用于少数高温工作面的风流降温。

固定式制冷站又可分为地表站及井下站两种,表地制冷站的优点是安装方便,运行可靠,便于管理。缺点是冷量损失大,故要求设备容量较大,经营费用也较高,适用于开采深度不大、井巷不长的高温矿井。反之宜采用井下制冷。

输送到工作面的冷量与制冷机产冷量相差甚大,其主要影响因素与产冷方式、产冷地点、冷量输送方法及使用的空气冷却器等有关。设计中采矿与制冷专业需密切合作,合理地设计布置制冷降温系统。

我国711矿使用6AW-17氨压缩机,在地表设制冷站,通过冷水管输送冷量,在工作面进行空气冷却。输冷管道用50mm厚聚苯乙烯泡沫塑料作保温材料,外敷水泥石棉保护层5~10mm,冷冻机的产冷量及冷量分配与降温效果见表2-16-37。

其他矿山制冷降温效果见表2-16-38。

矿山常用的移动式制冷设备见表2-16-39。

16.4.5 井巷防冻

井巷防冻通常有下列空气预热方法,即:

(1) 热风炉预热。在远离工业场地的小型风井,无集中热源时采用,热风炉的位置应使进入井筒的空气不被污染,且符合防火要求。本手册不作介绍。

(2) 空气加热器预热。是我国使用得比较广泛的一种方法。通常是燃烧煤,使用饱和蒸汽或高压热水使空气的一部分预热。在国外如瑞典的矿山则有用燃油加热器预热空气的。

(3) 空气地温预热。是利用矿山已有废旧坑道或采空区的岩温,将送入井下的冷空气进行预热。是一种经济可靠的空气预热方法,都用于非煤非铀矿井。

(4) 其他空气预热方法,例如利用空压机等设备产出的热量预热。

16.4.5.1 设计基本参数

(1) 当室外温度达到下列情况时,应对入井空气进行预热。

当地室外采暖计算温度 $\leq -4^{\circ}\text{C}$ 时的竖井, $\leq -5^{\circ}\text{C}$ 的斜井和 $\leq -6^{\circ}\text{C}$ 的平硐;

当地或类似气温地区的生产实践证明不采取井巷防冻措施会影响生产时。

(2) 室外空气温度计算参数,根据进风井巷生产运行条件和维护条件不同,不同井巷的室外空气计算温度按以下方法选取。

竖井:取当地最近20年内的极端最低温度;

平硐:取当地最近20年内极端最低温度和采暖室外计算温度的平均值;

斜井:取竖井和平硐计算温度的平均值。

(3) 加热空气所用热媒一般采用 $(2\sim 3) \times 10^5\text{Pa}$ 的饱和蒸汽或采用 $90^{\circ}\text{C}\sim 130^{\circ}\text{C}$ (高压条件下的饱和水)的热水。

(4) 加热后的空气温度,根据热风送往地点的不同,一般按下列范围选取;

送往竖井:井筒时: $50\sim 70^{\circ}\text{C}$;

送往斜井、平硐时: $40\sim 60^{\circ}\text{C}$;

送往井口房: $30\sim 50^{\circ}\text{C}$ (无风机时为 $20\sim 30^{\circ}\text{C}$)。

711矿冷冻机产冷量分配及降温效果

表 2-16-37

冷冻机基本参数			冷冻机运行参数			冷量输送及冷损			空气冷却器耗冷量参数			空气降温效果			
空调工况时输出冷量	气缸安装数	电机额定功率	实际输出冷量	汽缸运行个数	电机实际功率	管道来回全长	冷水流量	冷损	进水温度	回水温度	消耗冷量	冷却前温度	冷却后温度	空气流量	
(kJ/h)	(个)	(kW)	(kJ/h)	(个)	(kW)	(m)	(m ³ /h)	(kJ/h)	(℃)	(℃)	(kJ/h)	干球	湿球	干球	湿球
(m ³ /min)												(℃)	(℃)	(℃)	(℃)
235×10 ⁴	6	180	90×10 ⁴	2	57.36	832	22.4	12.2×10 ⁴	6.4	14.7	77.8×10 ⁴	32.0	31.0	21.1	17.9
															204

工作面制冷降温效果表

表 2-16-38

矿井名称	工作面类型	制冷能力 kJ/h	局扇风量 m ³ /min	空气冷却器风温 ℃		工作面空气温度 ℃		
				入口	出口	降温前	降温后	降低值
711矿	巷道	25.12×10 ⁴	100	28.6	14	33	25	8
台吉矿	巷道	25.12×10 ⁴	169	28.2	15	31	25.4	5.6
九龙岗矿	巷道	25.12×10 ⁴	—	—	—	28.7	22.7	6.0
九龙岗矿	回采面	25.12×10 ⁴	121	27	12.4	27.7	25.3	2.4
平顶山矿	采煤面	83.74×10 ⁴	260	27	14	29.02	22.65	6.37
711矿	巷道	234.46×10 ⁴	204	32.8	21.1	34	26.7	7.3

移动式井下空调机主要技术参数

表 2-16-39

主要技术规格		JKT-20型	JZ-KF125C型
制 冷 压 缩 机	型 号	4F-10型活塞式	KF125C螺杆式
	标准工况制冷量 (kJ/h) (30°/-15℃)	117230	473527
	空调工况制冷量 (kJ/h) (35°/5℃)	251208	837360
	理论排量 (m ³ /d)	127	264
	制冷量调节范围 (%)	10~100	10~100
	电动机型号	BJO ₁ -71-4型 (防爆)	JO ₂ -92-2型 (防爆)
	电动机功率 (kW)	22	75
	转 速 (r/min)	960	1960
	传动方式	皮带	直联
	制冷剂 (工质) 牌号	F ₁₂	F ₁₂
制 冷 剂	制冷剂注入量 (kg)	80	80±10
	冷冻油牌号		HD-18
	冷冻油注入量 (kg)		74
	油泵功率 (kW)		1.5
电 热 器	电热器功率 (kW)		1

续表

主要技术规格		JKT-20型	JZ-KF125C型
冷 凝 器	型 式	卧式壳管	卧式壳管
	面 积 (m ²)	17.6	80
	冷却水量 (m ³ /h)	10	45~65
	进水温度 (℃)		28
	水 质	清洁淡水	清洁淡水
蒸 发 器	型 式	干式蒸发器	卧式壳管干式蒸发器
	面 积 (m ²)	120	42
	制冷水量 (m ³ /h)	23.1	45~65
	冷水出水温度 (℃)	5~15	5~15
	向采掘工作面输送冷量的方式	用2BKJ56型NO5 (JBT52-2) 扇 通过隔热风筒向工作面输送冷风; 用隔热管道向工作面的表面式或喷淋 式空气冷却器提供冷水	用隔热管道向工作面的表面式或喷 淋式空气冷却器提供冷水
	外型尺寸(长×宽×高)(mm)	2150×980×1620	3420×1300×1620
	轨 距 (mm)	600	900
	机组重量 (t)	1.65	5.80
	参考价格 (元)	28000	50000
	制造厂	武汉制冷设备总厂	同 左

(5) 加热后的热空气与冷空气混合后的温度按2℃计算。

(6) 空气通过加热器的重量速度一般采用:

有风机时 $V_r = 5 \sim 8 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{s}$;

无风机时 $V_r = 2 \sim 4 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{s}$ 。

16.4.5.2 空气加热器预热

(1) 当矿井为抽出式通风时, 加热装置一般设在进风井的井口房内, 如图2-16-10。

这种布置方式多用在竖井能基本满足井口采暖要求, 但需将井口房四周和井口房以上的井架进行密闭。井口房大门需设自动风门, 矿井总入风量的大部由主扇负压经加热器吸入井口房, 并与加热器上部的冷风调节窗及其他门缝孔隙渗入的冷风进行混合吸入井筒。

图2-16-11是带风机的加热器布置在井口房的方式。这种布置的缺点是井口房内温度不匀, 且风机运转有噪音, 影响工人听音响信号。

图2-16-12是带风机加热器和单独空气加热室的设计方案。这种方案是将矿井总入风量的一部分(一般为15~40%)在加热室加热至40~70℃后用风机经由风道热风口送入井筒, 与大部分由井口进入的冷风混合到2℃。由于空气通过加热器的速度较大(一般为5~8kg/m²·s), 因而加热器的利用率高。但这种方式用在竖井上有缺点, 即热风口对侧和以上的井壁有时出现冰冻, 且井口房温度也低, 故不宜用在竖井, 而适合斜井和平硐。

(2) 当矿井为压入式通风时, 加热装置一般与矿井主扇在一起, 不必另设加热风机。如图2-16-13所示。

这种空气加热室不为加热器专设, 而与主扇机房联合建筑。一般将加热器布置在通风机吸风侧, 冷热空气在风道中混合。用冷热风调节门或防寒窗可调节冷风量, 防止加热器冻坏。

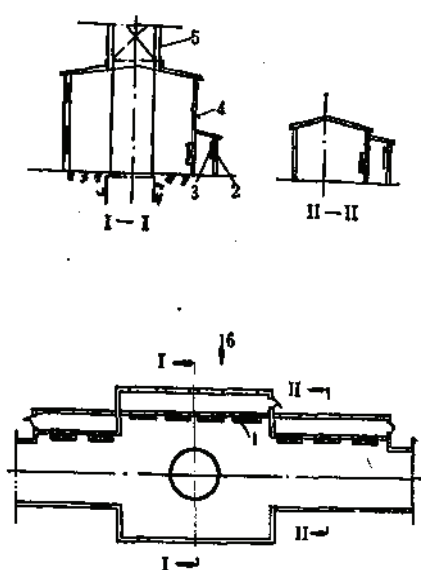


图 2-16-10 无风机空气在井口房混合方式
1—加热器；2—百叶窗；3—防寒窗扇；4—冷风调节窗；5—井架密闭板

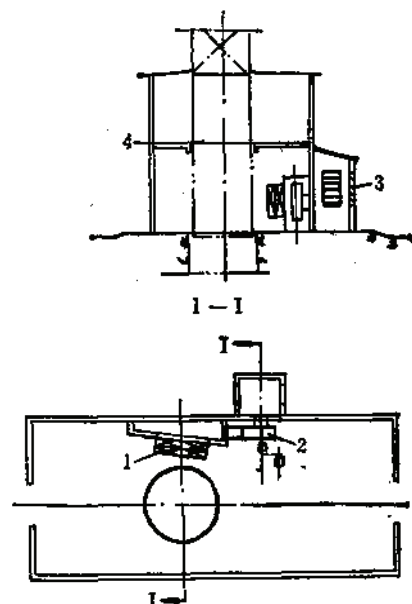


图 2-16-11 有风机的空气在井口房混合方式
1—加热器；2—通风机；3—百叶窗；4—出车平台

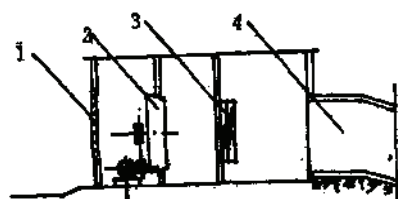


图 2-16-12 空气加热室布置
1—百叶窗；2—轴流式通风机；3—加热器；4—热风道

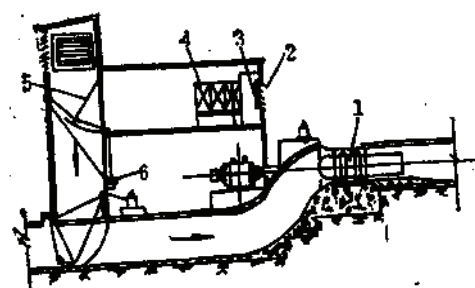


图 2-16-13 压入式通风的空气加热室
1—通风机；2—百叶窗；3—防寒窗扇；4—加热器；5—冷热风调节门；6—手摇绞车

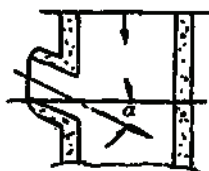


图 2-16-14 热风口倾斜角度

(3) 井口房冷热空气混合方式，加热器的热媒(蒸汽)与冷空气强烈的冷交换，产生大量的凝结水，需及时排除，才能使加热器连续工作。为了满足这一要求，除了加强管理和设备维修外，还应设计安装温度自动控制系统，使加热器不因锅炉供汽不足或室外温度过低，或因回水装置，回水管路发生故障而冻坏。

(4) 热风口的布置根据井巷的种类而有如下不同的要求：

当冷热风在竖井筒内混合时，热风口应布置在梯子间对侧，热风口顶部距地面1~2m为宜，向下倾角 $\alpha=5^\circ\sim 10^\circ$ ，见图2-16-14，热风口处应装设栅栏。

对于斜井和平硐，热风口宜布置在人行道对侧无管道敷设处，向下倾角 $<30^\circ$ ，并尽

量靠井巷底部接入,但应高出井巷底部不小于200mm,避免吹起灰尘。在热风出口处宜设活动百页窗,必要时用以调节热风的出口速度和角度。

当冷热风在井筒内混合时,为了防止热风冒出地面,除将热风出口进行合理布置外,还必须正确地选择热风的出口风速。

当竖井井筒直径为5.0~7.0m、由一个热风出口(向下倾角5°~10°)通向井筒、热风温度为70℃时,在各种冷风温度、冷风速度条件下,热风出口的最小风速见表2-16-40。

斜井热风出口风速一般常采用8~10m/s。

热风出口最小风速 (m/s)

表 2-16-40

冷风速度 (m/s)	进风口倾角	冷 风 温 度 (℃)			
		-10	-15	-20	-25
1.0	5°	5.1~6.6	5.5~7.1	5.8~7.4	6.1~7.8
	10°	4.4~5.4	4.5~5.8	4.7~6.0	5.1~6.4
2.0	5°	3.2~4.4	3.6~4.7	3.8~5.0	4.0~5.3
	10°	3.0~3.9	3.2~4.3	3.4~4.4	3.6~4.8
3.0	5°	2.3~3.2	2.5~3.5	2.7~3.7	2.9~3.9
	10°	2.2~3.0	2.4~3.2	2.6~3.4	2.8~3.7
4.0	5°	1.8~2.5	1.9~2.7	2.1~2.9	2.3~3.1
	10°	1.8~2.4	1.9~2.6	2.0~2.8	2.2~3.0

注:表中取值随井筒直径大小而异,直径大者取大值。

16.4.5.3 空气地温预热

1. 特点及适用条件

地温预热有如下特点:

- (1) 利用废旧巷道和采空区预热,不需要设置采暖加热设施;
- (2) 施工简便,基建投资少,经营费低。
- (3) 安全可靠,温度稳定,易于管理。

适用条件:

- (1) 具有大量可资利用的废旧巷道或采空区的矿山;
- (2) 投产初期可暂用临时措施防冻,待上部阶段形成部分废旧坑道和采空区后改用地温预热的矿井;

(3) 夏季正常通风,冬季能由天井进风,用下部开拓水平或采准巷道、备用矿块等预热风流的小型矿井。

(4) 保证预热后的空气能符合《冶金矿山安全规程》及《放射防护规定》中关于风源和工作面风质的规定的矿山。

地温预热设计的注意事项:

- (1) 预热总风量应比正常风量大15~20%,以便使多余的风量能由提升井反向送至井口,但提升井口应密闭保温;
- (2) 应尽量增大预热巷道或采空区对风流的热交换面积,以提高预热效果,减小矿井风阻;

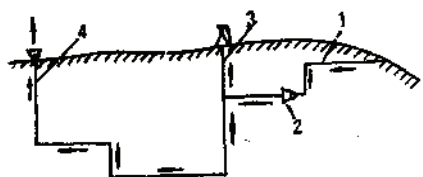


图 2-16-15 青城子铅锌矿操子沟空气地温预热示意图

1—预热巷道；2—预热风机；3—提升井；
4—排风井

(3) 多利用垂直井巷、干燥的井巷进行预热；

(4) 预热井巷使用前应对其稳固性以及有无有害气体等进行调查，并应彻底洗刷，防止粉尘飞扬。

矿山预热空气示意图见2-16-15图。

华铜等矿地温预热的效果见表2-16-41。

2. 地温预热计算

预热系统需要的预热巷道长度，面积和单位风量预热面积的计算如下式：

$$L = \frac{2600Q}{KP} \lg \frac{T-t}{T-t'} \quad (2-16-70)$$

$$K = \frac{8.7\lambda}{5.57 + \frac{\lambda}{v \cdot 0.8}}$$

式中 L ——将空气预热到 $+2^\circ\text{C}$ 所需的巷道长度，m；

Q ——预热风量， m^3/s ；

P ——预热巷道周长，m；

t ——地表气温， $^\circ\text{C}$ ；

t' ——冷风流预热后温度， $+2^\circ\text{C}$ ；

K ——热交换系数，见表2-16-42

λ ——岩石导热系数， $\text{kJ}/\text{mh}^\circ\text{C}$ ；

v ——巷道平均风速， m/s ；

T ——预热巷道原始岩温， $^\circ\text{C}$ ；按 (2-16-40) 式计算。

华铜等矿地温预热实测数据

表 2-16-41

矿山名称	地表最低气温 ($^\circ\text{C}$)	预热巷道长度 (m)	巷道周长 (m)	风 量 m^3/s	预热 $1\text{m}^3/\text{s}$ 风量 至 $+2^\circ\text{C}$ 所需面积 (m^2)
华铜铜矿	-27°	500	7.5	19	197.5
密江铜矿	-33	290	7.15	7.32	293
板仁铅锌矿	-40	560	8.55	13.1	315.5

16.4.5.4 其他空气预热方法

有利用压风设备产生热量及丙乙烷预热，也有用电炉预热的。

加拿大等北美地区的大部分矿山采用前一种预热方式。

如加拿大 Strathcona 矿，日产矿石 8000t，矿山因没有很多旧坑道可利用，故设计利用回风井废风的热量与空压机冷却水中的热量加热新鲜空气。

该矿为中央式通风，在进风井与出风井口均设有细铜管做的蛇形管，管内用 56% 质量比的乙二醇溶液作为循环液。设计回风量为 $281\text{m}^3/\text{s}$ ，出风温度为 10°C ，理论热回收量为 $16180500\text{kJ}/\text{h}$ ，空压机站的冷却水则用一热交换器回收，其热能用以加热乙二醇溶

桓仁等矿 λ 、 v 、 K 值

表 2-16-42

矿 山 名 称	岩 石 名 称	λ (kJ/m ³ h℃)	v (m/s)	K	
				实 测	计 算
桓仁铅锌矿向阳坑	石 灰 岩	3.56	2.8	4.16	4.3
临江铜矿	花岗岩、闪长岩	7.95	2.4	7.32	7.3
青城子铅锌矿二道沟坑	白 云 岩	8.24	4.5	7.66	7.4
青城子铅锌矿榛子沟坑	白 云 岩	8.24	5.0	6.28	7.4
柴河铅锌矿红旗坑	白 云 岩	6.24	7.0	8.69	8.0

液,当空压机满负荷运转时,从其冷却水中可回收的热量为10550600kJ/h,上述两项热量在最冷的天气还不足以把进风加热到冰点以上,故在进风井与回风井之间开掘一联络道,必要时可直接将一部分回风直接引入进风井去,以提高进风的温度。设计还设置了一套自动控制仪表。经实践证实,原设计基本符合实际。

16.5 矿 井 防 尘

矿井防尘的综合措施有:通风、湿式作业,密闭抽尘净化和个体防护等。一般矿井防尘的重点为采掘工作面、装卸矿点、坑内溜破系统和保护矿井入风质量等。

16.5.1 保护矿井入风质量

矿井入风流质量能否达到《冶金矿山安全规程》的要求(风源含尘量不得超过每立方米0.5毫克),是井下作业地点空气的含尘量能否达标的基础,设计必须考虑以下问题:

(1) 选择入风井地点时,应使入风口距地面产尘点有一定的防护地带,避免排弃场、尾矿场、破碎厂、充填料(干)堆放和运输作业对风源的污染。入风口不要靠近主要公路等。

(2) 罐笼井作进风时应对下放水泥、砂石等材料采取防尘埃飞扬的措施。

(3) 主要入风风路中应避免设立主溜井,以免装卸粉尘和冲击风流污染。

(4) 坑内溜破系统应设立单独的通风除尘系统。

(5) 对入风流含尘量超标的矿井应采取入风流净化措施。

16.5.2 湿式作业和防尘供水量

矿井湿式作业的主要内容有:湿式凿岩、水封爆破、洗壁、各产尘点的喷雾洒水和水幕净化等。

防尘用水应采用集中供水方式,贮水池不小于每班的耗水量,水质要符合要求,水中固体悬浮物不大于每立升150mg, pH值为6.5~8.5。

矿井防尘供水量应计算日耗水量和小时最大耗水量。

16.5.2.1 日耗水量

可根据井下各项用水设备台数,耗水量和同时工作系数加上工作面及其他经常性喷雾耗水,爆破出矿洒水,及刻槽取样洗壁及其他用水等计算而得,并考虑管道漏损系数1.1~1.15。

凿岩机和坑内钻探机耗水量

表 2-16-43

设 备 型 号	最 大 耗 水 量 (L/min)
手持式凿岩机	3
支架及上向式凿岩机	5
深孔钻机	10
重型凿岩机	8
天井牙轮钻机	167~420
坑内钻探机	

凿岩机同时工作系数

表 2-16-44

同时工作的凿岩机台数	同时工作系数
≤10台	1.0~0.85
10~30台	0.84~0.75
31~60台	0.74~0.65
>60台	0.64

武安型喷雾器(单水型)规格性能耗水量表

表 2-16-45

喷雾器 型 号	材 料	出水口 直径 (mm)	喷射体 形 状	水 压 × 10 ⁵ Pa	耗 水 量		喷 射 体 尺 寸				水 雾 粒 度 (μm)	喷雾器外形 尺寸 (mm)		重量 (g)
					(L/ min)	(L/h)	喷射面 最大直径 (m)	作用 长度 (m)	射程 (m)	张开 角度 (°)		最大 直径	长度	
武安-2型	塑料	3	空心锥体	5	3.71	190.2	2.0	2.3	1.35	90	250	32	54	37
		3.5	同 上	5	4.80	288.0	2.1	2.6	1.40	93	250	32	54	37
武安-3型			平扇形	3	11.60	696.0	7.5	3.45	2.36	180	200~400	27	58.5	—
			同 上	4	13.32	799.2	7.2	3.45	2.70	180	200~400	27	58.5	—
			同 上	5	15.10	906.0	7.0	3.62	2.80	180	200~400	27	58.5	—
武安-4型		2.5	空心锥体	3	1.49	89.4	大于2.0	1.5	1.0	98	100~200	30	30	86
		2.5	同 上	5	1.95	117.0	大于2.0	1.7	1.2	108	100~200	30	30	86
		3.0	同 上	3	1.67	100.2	大于2.0	1.6	1.1	102	150~200	30	30	86
		3.0	同 上	5	2.11	126.6	大于2.0	1.8	1.3	110	150~200	30	30	86
		3.5	同 上	3	1.90	114.0	大于2.0	1.7	1.2	106	150~200	30	30	86
		3.5	同 上	5	2.43	145.8	大于2.0	1.8	1.3	114	150~200	30	30	86

各种产尘点所需喷雾器数量

表 2-16-46

产 尘 点	喷 雾 器 数	产 尘 点	喷 雾 器 数
各种放矿闸门	1~2	电耙道、溜井口	2~4
手推车卸矿口	2~4	翻车机卸矿口	4~6
自卸式矿车卸矿口	4~6	装运机卸矿口	4~6
破碎机排尘	4~6	进风石门	8~12
溜矿井通口、上、下口	8~12	喷锚工作面	10~14

凿岩机和地质钻机的耗水量见表2-16-43。

凿岩机和地质钻机的同时工作系数见表2-16-44。

喷雾器的耗水量见表2-16-45,其同时工作系数按0.7计。

各种产尘点所需喷雾器数量如表2-16-46。

除了用计算法求日耗水量外,也可按日产每吨矿石的耗水量为0.3~0.6t来估算选取。

16.5.2.2 小时最大耗水量

小时最大耗水量用以选择供水管道,一般用每班爆破前后时期的喷雾洒水和洗壁用水量作为小时最大耗水量。

防尘小时最大耗水量应与消防小时用水量比较,取其大者用来选择供水管道。

16.5.3 风 流 净 化

矿井风流净化分为主进风源净化和局部产点(或有害气体)的风流净化两种。

风流净化装置按污染空气性质不同分为:含尘空气净化、柴油设备废气净化和凿岩油雾净化装置三大类。

16.5.3.1 含尘空气净化装置

含尘空气净化装置的种类繁多,其性能、除尘效率和适用条件各不相同,适宜于非煤矿井特点的含尘空气净化装置,详见表2-16-47。

16.5.3.2 柴油设备废气净化装置

井下柴油机驱动设备废气的净化装置,都为设备自带,它有多种类型,目前普遍使用的为氧催化净化器,水净化器和文丘里净化器等。

氧催化净化器的催化剂有铂和非铂催化剂两种,现一般均采用铂催化剂。氧催化法对CO、CH₄有较好的净化效果,一般净化效率为50~80%左右,但对NO_x没有净化效果,对油烟净化效果也不明显。

水净化器有水喷式净化器和水洗涤箱式净化器两种。水喷式净化器结构较复杂,喷嘴易堵塞和水泵易损坏等原因,已很少采用,一般采用的为水洗涤箱式净化器,它对颗粒物,SO₂和总碳氢的降低有效。净化效率为:颗粒物20~30%;SO₂40~70%;总碳氢降低率10~30%。但对NO_x和CO的净化效果不大。

文丘里净化器:对降低颗粒物和二氧化碳有效,净化效率为:颗粒物60~75%;SO₂80~90%。但对NO_x和CO无净化效果。

一般水净化器和文丘里净化器与氧化催化净化器联合使用,可获得较好的净化效率。

除上述三种使用较普遍的废气净化器外,还有尾气颗粒过滤器,烟雾稀释器、废气再循环器和柴油乳化装置等。

16.5.3.3 凿岩油雾净化装置

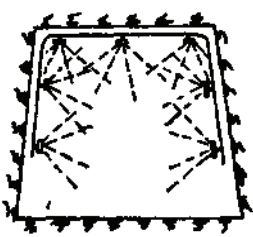
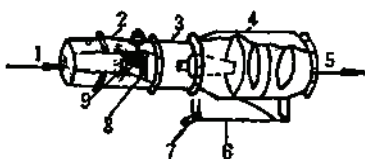
国内用于凿岩油雾净化的装置有除油器和集中自动注油器两种。

(1) 下垅钨矿制造的旋流除油器,结构简单,不影响操作,消除油雾效果良好,并有一定的消音作用。

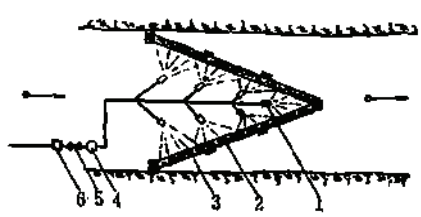
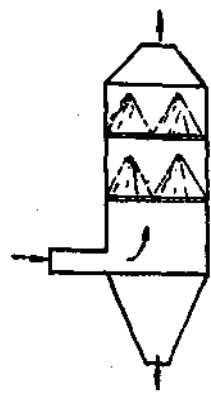
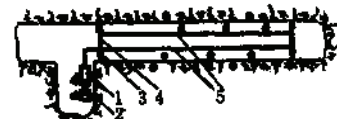
(2) 自动注油器,凿岩机采用自动注油器后,凿岩时工作面的油雾浓度可降低90%左右。

含尘空气净化装置一览表

表 2-16-47

净化装置名称	示意图	用途和适用条件	主要性能和除尘效率
水幕除尘		掘进爆破后溜井装卸矿处的风流净化及主平硐的进风流净化。 由6-12个喷雾器组成水幕,水幕启动方式有爆破波、电动、光电、脚踏和车压等	
净化网门除尘		用于风速(1m/s以下)的巷道风流净化和局部风流净化。 网门一般采用40目塑料纱网或28目镀锌铁丝网,向其喷雾成水膜网门	除尘效率一般为30~60%,当空气含尘量小于1mg/m³时,可净化到0.5mg/m³左右,风速为0.3~0.45m/s时,捕尘效率可达44~63%;风速为1~1.2m/s时,捕尘效率仅35%左右。
净风硐室	 1—切线式强力喷雾器; 2—入风风筒; 3—水幕Ⅰ; 4—钢丝网; 5—水幕Ⅱ; 6—出风风筒	利用就近的旧坑道作净化硐室,硐内设一道强力水幕和一道水膜网门,对串联通风的两个工作面之间的局部风流进行净化,净化后的空气排入进风巷与进风流一起进入后一工作面	除尘效率一般可达71~88%,当空气含尘量小于1mg/m³时,净化后可以达到进风流要求
湿式旋流除尘器	 1—含尘空气; 2—混合部分; 3—旋流部分; 4—分离部分; 5—净化后气流; 6—贮水槽; 7—排水管(污水); 8—冲击尘片; 9—喷雾装置	用于固定产尘地点,如主溜井,井下破碎硐室等处局部抽尘排出的含尘空气净化	除尘效率一般可达60~90%,但使用一定时间后,由于内壁结垢,需定期进行清洗
湿式旋流除尘风机	 1—喷雾器; 2—湿润筒; 3—冲突网; 4—发雾盘; 5—风机; 6—脱水器; 7—集尘环; 8—导流器; 9—贮水槽	井下固定和半固定产尘地点的除尘净化和局部风源的净化	对呼吸性粉尘有较高的除尘效率,在粉尘小于5微米的占95%(其中小于2微米的占60~70%)时,除尘效率高达90~95%,是一种较好的通风除尘装置,除尘阻力一般为981~1177Pa

续表

净化装置名称	示意图	用途和适用条件	主要性能和除尘效率
湿式过滤除尘	 1—喷雾器；2—纤维滤料；3—铁丝网； 4—水压表；5—电磁阀；6—水净化器	是干式纤维过滤除尘和水膜除尘的综合，过滤风速以 $1\sim 1.5\text{m/s}$ ，效率最高。用于砂井或采区入风流的净化时，安装于巷道全断面内，利用总风压或辅扇通风。用于局部风流净化时，则利用局扇抽吸粉尘净化	除尘效率达75~98%，且对呼吸性粉尘有较高的捕捉效率
泡沫除尘器		用于固定产尘点的局部风流除尘，适用于亲水性较弱的粉尘，如硅石、粘土等，但不能用于易堵塞筛孔的石灰、白云石熟料等粉尘的净化	对5微米以下的呼吸性粉尘捕捉率可达70~90%左右
静电除尘	 1—低压整流器；2—变压器；3—高压绝缘子；4—尼龙绳；5—放电极	主要用于开放性尘源抑制粉尘（如破碎硐室内破碎机下料口和运输皮带等产生粉尘）和局部含尘风流的净化，用于后者需有10~20m电场长度，风速小于 $0.5\sim 1.0\text{m/s}$	抑尘效率一般为45~55%之间，用于局部含尘风流净化时，除尘效率70~80%

16.5.4 溜井防尘

16.5.4.1 溜井尘源防护

应将溜井布置在回风侧，如因条件限制必须设在进风巷道附近，也应将溜井布置在主要进风巷道的绕道中，溜井口距绕道口的距离应大于冲击风流最大冲击距离，一般应为60~100m。并应建立溜井专用回风风路或净化污风设施等。

16.5.4.2 专用回风井巷排尘

开掘溜井专用回风井巷，使其风压低于溜井各产尘点的风压，使含尘空气经溜井并筒排入回风井巷。中小型矿井溜井通风，尽可能利用矿井总风压通风，必要时可加辅扇。大型矿井的溜井通风，可建立单独风路并设专用风机，采用抽出式通风，防止含尘风流冒入卸矿硐室，如图2-16-16。

16.5.4.3 溜井内循环降尘

当多条溜井集中布置时，可连通各溜井，某一溜井卸矿时其他溜井密闭，构成并联回

使其成为冲击风流的缓冲空间。冲击风流在溜井内部循环并减弱。

16.5.4.4 减少溜井冲击风流产生

降低溜井高度，增加溜井贮矿高度，减少一次连续卸矿量 and 延长一次卸矿时间可以减少冲击风流产生。加大溜井断面，也可减少产生，断面增大一倍，冲击风流可减少 20~40%。

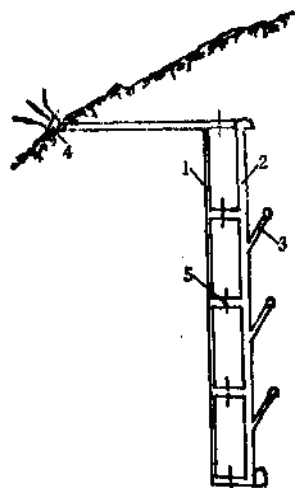


图 2-16-16 溜井专用回风井配置示意图

1—专用回风井；2—溜井；3—卸矿斜道；4—抽风机；5—调节风窗

16.5.4.5 装卸地点密闭排尘

(1) 将溜井卸矿地点全部密闭，用局扇将密闭空间的含尘空气排到回风道（或就地净化），如图 2-16-17。

(2) 装矿闸门操作室单独密闭，工人在密闭室内操作，用小风机正压输入新鲜风流。如图 2-16-18。



图 2-16-17 卸矿点密闭抽尘示意图

a—卸矿点在密闭墙之内；b—卸矿点在密闭墙之外

(3) 利用可启闭的井盖将溜井与卸矿硐室隔开，井盖可用气缸启闭或利用矿石重力和配重启闭等。这种结构简单，操作方便，适用于侧卸式矿车卸矿，如图 2-16-19，和图 2-16-20。

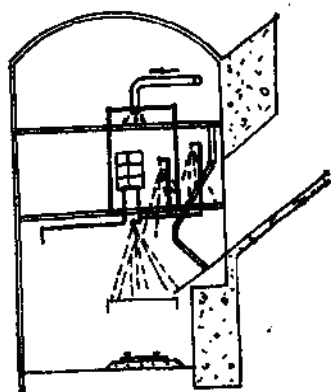


图 2-16-18 闸门操作室单独密闭示意图

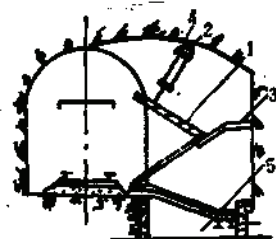


图 2-16-19 井盖式密闭（之一）

1—井盖；2—气缸；3—二次破碎保护盖；4—锚杆；5—溜井

(4) 井帘式密闭。在溜、斜道中采用柔性材料（皮带、铁链和绳）制作的井帘，将

溜井与卸矿硐室隔开。其严密程度较差，斜道堆积的粉矿会影响井帘的作用。底卸式侧卸式矿车均可用，如图2-16-21。

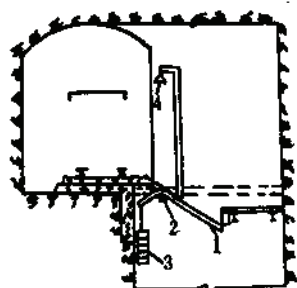


图 2-16-20 井盖密闭 (之二)

1—活动密闭门；2—轴；3—配重；4—喷雾器

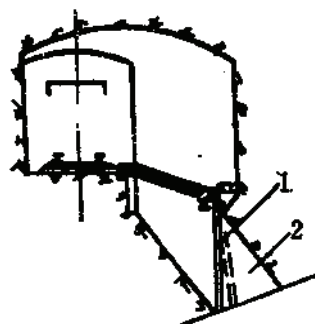


图 2-16-21 井帘密闭图

1—井帘；2—溜井部分

(5) 利用水平或垂直滑板将溜井与卸矿硐室隔开，滑板用气缸启闭。适用于自卸式矿车。二次破碎作业亦处于含尘浓度高的空气中，如图2-16-22。

(6) 安装活动井门将溜井与卸矿硐室隔开，卸矿时矿石重力将井门打开，卸矿后借井门的配重使井门关闭。由于不受二次破碎作业影响，适用任何一种卸矿方式。构造简单，密闭性好，但检修困难，如图2-16-23。

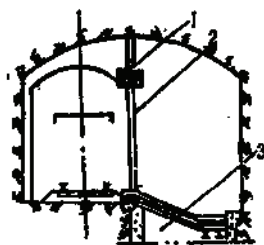


图 2-16-22 滑板密闭

1—工字梁；2—滑板；3—溜井部分

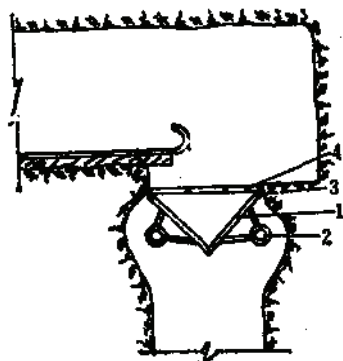


图 2-16-23 自动井门示意图

1—地井门；2—配重；3—转轴；4—格筛

16.5.4.6 喷雾洒水除尘

适量的喷雾洒水是最简便的措施，用于较干燥的矿岩时，效果更显著。但在下列情况下应控制使用：

- (1) 某些含泥量高、粘性大的矿石；
- (2) 用水量大，可能造成溜井跑矿；
- (3) 干磨、干选矿石水分大于5%时。

喷雾洒水装置有：放矿、卸矿口自动喷雾器、溜井翻笼电磁阀自动水幕、溜井架线接头自动水幕等。

16.5.5 地下破碎硐室的通风防尘

地下破碎硐室是矿井中产生尘较多的地点之一。它一般设置在地下生产流程末端的主井或主平硐溜矿井附近,大多数距矿井主要进风井巷较近,个别远离主要进风井巷。为供给破碎硐室足够的新鲜空气和防止其粉尘污染附近作业区的风源,破碎硐室必须建立完善的通风防尘设施。

16.5.5.1 破碎硐室通风防尘的设计原则

(1) 破碎硐室的通风应与矿井通风系统紧密结合,建立完善的进、回风网路,并尽可能地建立贯穿风流通风。

(2) 破碎硐室的通风应与其工艺配制相适用,风流稳定可靠,网路简单,便于维护管理,通风基建费、经营费低。

(3) 在产尘较严重的破碎装置和给、排矿处,应采取简单适用、防尘效果好、不妨碍生产安全操作和设备维修的防尘措施。

16.5.5.2 破碎硐室的通风防尘

破碎硐室的通风防尘可分为通风与防尘两部分。

1. 破碎硐室通风

井下破碎硐室具备采用自然通风条件的极少,一般均需采用机械通风方法。

按照破碎硐室在井下位置的不同,其通风方案有:利用矿井主扇风压通风;主扇、辅扇联合通风和独立通风三种。

1) 利用主扇风压通风

从矿井主进风流分风给破碎硐室,污风直接或经专用回风井巷排入矿井回风道,使破碎硐室形成贯穿风流。它适用于破碎硐室位于矿井主进风流和总回风道附近,分风容易,硐室进、回风网路简单的矿井。如梅山铁矿的破碎硐室1位于进风副井2和回风的东南风井4的主风流巷道附近(见图2-16-24),且其所在标高-204m与主运输通风阶段-200m水平仅有4m之差。故适合采用主扇风压通风。其优点是基建费、经营费低。缺点是硐室的风流稳定性受矿井风流变化的影响较大。

2) 主扇和辅扇联合通风

利用矿井通风系统主进风流分风给破碎硐室,污风用辅扇抽出经专用回风井巷或管道排入矿井回风道,形成主扇和辅扇联合通风。它的适用条件除与前一种通风方案基本相同外,还可适用于破碎硐室离矿井主风流较远的情况。图2-16-25是凡口铅锌矿二期-385m破碎硐室通风示意图。新鲜风流自新副井4经大件道5进入,硐室1内各产尘点的污风由吸尘罩经风筒2吸入装有抽风机的通风天井3,汇合下部箕斗装矿点和粉矿回收硐室来的污风以及各阶段卸矿点的污风,排至上部-160m阶段,去总回风巷道。这种方案的优点是破碎硐室的风流稳定性较好。缺点是通风基建费和经营费较高,但从技术和经济上全面衡量,这种通风方案是比较合理的。

3) 独立通风

破碎硐室单独建立专用的进、回风井巷或管道,形成独立的通风系统。它适用于破碎硐室位于矿井主进风流很弱或矿井通风系统之外,无法利用矿井主风流通风的地方。

破碎硐室位于矿井对角式通风系统以外的中央混合井5附近,混合井各阶段车场都有

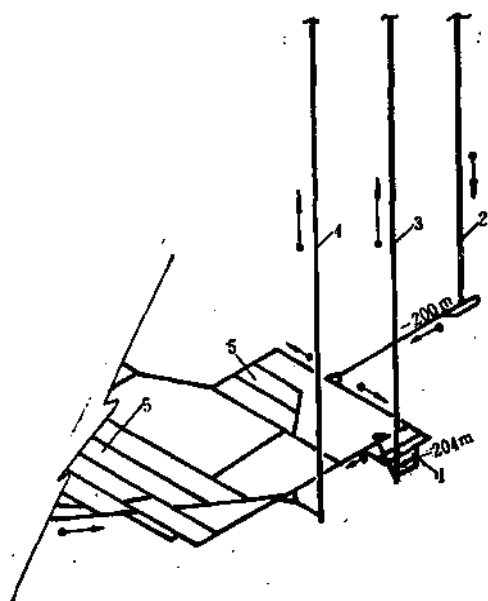


图 2-16-24 主扇风压通风的破碎硐室位置图
1—破碎硐室；2—进风副井；3—箕斗井；4—东南风井；5—采矿业区

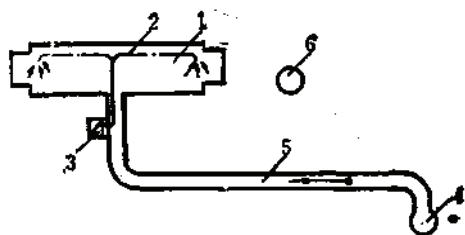


图 2-16-25 凡口二期破碎硐室风流流向示意图
1—破碎硐室；2—抽风管；3—排风天井；4—新副井；5—大件道；6—主井

风门与总的通风系统隔开，破碎硐室 1 位于 -309m，新鲜风流自混合井进入，由于风质不合规程要求，在进入破碎硐室 1 前，先经净化，然后用风机风筒送入硐室。产生点的粉尘通过风筒收尘罩经过专用小井 2 送到上部 -290m 的净化硐室 3 净化。然后由风机经装在混合井 5 内的 $\phi 700\text{mm}$ 的主排风筒 4 排出地面以上 20m 高空。箕斗装载处 6 的通风井亦由混合井进风净化后使用，污风通过敷设在井筒中的 $\phi 550\text{mm}$ 风筒送到 -290m 净化硐室 3 处理，再汇总出地表。这种通风系统的优点是通风安全可靠，能保证硐室良好的通风和除尘效果。缺点是破碎硐室配置比较复杂，进、回风井巷或管路较长，通风工程量较大，基建费，经营费高，维护管理工作量大等。

破碎硐室采用机械通风时，一般采用抽出式通风为宜，如图 2-16-26。

2. 破碎硐室的防尘

根据破碎物料、破碎生产工艺的特点和破碎硐室的通风条件，破碎硐室的防尘措施有喷雾洒水、密闭尘源和机械除尘等。

1) 喷雾洒水

一般在给矿机前洒水加湿矿石和在贮矿仓受矿口、溜矿口给矿点等处喷雾形成水幕抑制粉尘外逸，以及经常冲洗硐室四壁、设备表面等的积尘，以减少二次扬尘。

喷雾洒水适用于矿石加湿后产生的矿泥对生产工艺无多大影响和破碎硐室采用贯穿风流通风的矿井。

2) 密闭尘源

利用密闭罩将产生设备或产生点密闭，控制粉尘外逸，以降低硐室内空气含尘量。

3) 机械除尘

将产生点或产生设备密闭抽尘进行净化。其风量计算和设备选择等详见矿山机械篇。

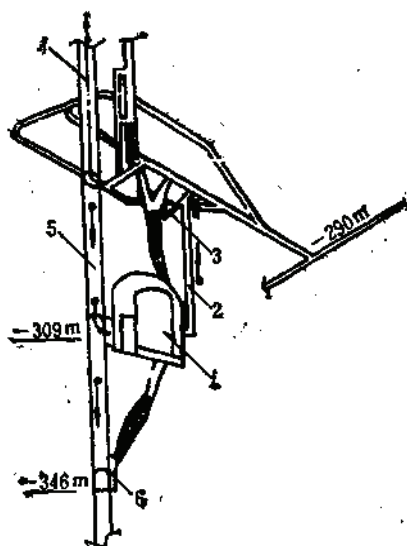


图 2-16-26 有独立通风系统的破碎硐室风流流向图

1—破碎硐室；2—专用通风小井；3—净化硐室；4— $\phi 700\text{mm}$ 主排风筒；5—混合并筒；6—箕斗装矿处

16.6 局部通风设备的配置和通风防尘监测仪表

矿井整体设计和实际生产中，局部通风设备可按照经验进行配备。国内一些矿山选择局扇和风筒的经验，如表2-16-48。

表2-16-48中所列均为老式风机，其效率低。国家已推广BKJ66-1系列节能风机，冶金部和有色总公司推广JK65型系列风机，其效率高，噪音低，应优先采用。节能风机代替老式风机的型号如表2-16-49。

适合坑内使用的轴流式局扇，有风量大、风压小的特点，国内已有生产，详见附录1。

局扇的数量：坑内掘进可按每个工作面配备1.5~2台，用轴流式通风的采场和备用采场可按每个采场配备1~1.5台，局扇的备用量按使用量的30%计，三台以下备用一台。局扇同时工作系数：10台以下取0.9，11~30台取0.8~0.9，30~60台取0.7~0.8。

风筒的需用量。在正常生产时间，可按每个掘进工作面配150~200m，或每台局扇配给70~100m（平巷）或30~50m（天井）。采场通风用的风筒可按每台局扇配给40~50m考虑。

国产轴流式局扇规格性能及风筒的规格见本卷附录1。

矿井通风防尘实验室所需仪表数量，根据矿井通风网规模大小、复杂程度、井下矿岩中游离二氧化硅含量的高低等因素确定。一般矿山必备的仪表及数量见表2-16-50和表2-16-51，拥有柴油无轨设备的矿山需要的专用仪表可以从表2-16-52中选用。含铀矿山的监测仪表见表2-16-53。

局扇与风筒选用

表 2-16-48

掘进工作有效风量 (m ³ /min)	送风距离 (m)	选用柔性风筒 的直径 (mm)	选 用 局 扇		
			型 号	功 率 (kW)	台 数
60~70	>1000	600	JBT-52	11.0	1
	500~1000	600	JBT-51	5.5	1
		460~485	JBT-52	11.0	1
	300~500	460~485	JBT-51	5.5	1
	200~300	385	JBT-42	4	1
	<200	385	JBT-41	2	1
110~130	>1000	600	JBT-52	11.0	2 (串联)
	500~1000	600	JBT-52	11.0	1
	300~500	600	JBT-51	5.5	1
		460~485	JBT-52	11.0	1
	<300	460~485	JBT-51	5.5	1

节能风机替代表

表 2-16-49

节 能 风 机 型 号	可 代 替 的 老 风 机 型 号
BKJ66-1№5.6	JBT62-2 (JF62-2)
BKJ66-1№5.0 JK55-1№5.0	JBT61-2 (JF61-2)
BKJ66-1№4.5 JK55-2№4.5	JBT52-2 (JF52-2)
BKJ66-1№4.0 JK55-2№4.0	JBT51-2 (JF51-2)
BKJ66-1№3.6 JK55-2№3.5	JBT42-2 (JF42-2)
BKJ66-1№3.2 JK55-2№2.0	JBT41-2 (JF41-2)

通风测定仪表

表 2-16-50

仪 表 名 称	单 位	数 量
翼式风速表	个	2~3
杯式风速表	个	2~3
微 压 计	个	1
秒 表	个	2
温 度 计	个	2
温 度 计	个	2
卡 达 计	个	2
一氧化碳检定器	台	1
U型压差表	个	2

矿尘测定仪表

表 2-16-51

仪 表 名 称	单 位	数 量	仪 表 名 称	单 位	数 量
生物显微镜	台	1	吸 气 筒	个	3~4
目 镜 网	台	1	流 量 计	个	3~4
目 镜 尺	把	1	恒温箱-自动控制110℃	台	1
目镜测微器	台	1	粗 天 平 1/200	台	1
物镜测微器	台	1	分析天平 1/10000	台	1
吸 尘 器	台	3~4	秒 表	块	2

测定集油设备废气需用的仪表

表 2-16-52

序号	名 称	用 途	数 量	生产厂家	参考价格 (元)	备 注
1	红外线CO分析仪	测CO	1	北京分析仪器厂	7500	
2	72型分光光度计	测NO ₂	1	上海分析仪器厂	600	
3	气相色谱仪 102G-D型	测CH	1	上海分析仪器厂	8000	
	SP-D ₂ 型	测CH		大连第二分析仪器厂	9500	
	SP-2305型	测CH		北京分析仪器厂		
	SP-2307型	测CO和CH			1000	带转化炉
4	烟度计 LG-1型	测 碳 烟	1	大连热力机车研究所	1200	BOSch计
5	奥式气体分析仪		1	大连气体分析仪器厂	70	
6	D850型水力测功计或 (D350型水力测功计)	测 功 率	1	江苏启东机械厂	5000	根据柴油机功率大小 选一种
7	测速电子数字显示仪	测 转 速	1	上海转速表厂	4000	
8	TCr-69型油耗测量仪	测 油 耗	1	洛阳拖拉机研究所		
9	热电偶测高温计	测排气温度	1			
10	热电偶测低温计	测油水温	1			
11	模盒式压力计 (0~4000)×10 ³ Pa	测 背 压	1	开封仪表厂		
12	微压计 (0~250)×10 ³ Pa	测 背 压	1	成都气象仪器厂	400	
13	万分之一天平		1	上海天平厂	1000	
14	0~250℃恒温干燥箱		1		300	
15	孔板流量计	测 排 量	1			
16	CO快速检定管	快速测CO	大量	北京市劳保研究所	0.5	
17	NO ₂ 快速检定管	快速测NO ₂	大量	北京市劳保研究所	0.5	
				南京化学试剂厂	0.5	

含铀矿井剂量监测主要器材表

表 2-16-53

名	称	规 格	数 量
氡子测量的主要器材	静电计	FD-105型	2台
	气体电离室	容积为1L	20个
	液体镭源	含量 $10^{-3} \sim 10^{-2}$ g镭	各1个
	扩散器	(盛液体镭源用)	2个
	干燥器		5个
	双连球		2个
	真空泵	10~30L/min	1台
	气象气球	容积为40L	20个
氡子体 α 潜能的测定器材	α 探测器	FJ-13型	2台
	微尘取样器	DK-60型	2台
	充电仪	44CZ-A型或KCA15/40	1台
	负高压设备	1000~1500V	1台
	采样头	(配FJ-13型仪器用)	10个
	天然铀标准源	活性面 $\phi 20\text{mm}$, 托盘 20mm , 10000~100粒子/min·4 π	1套
器 γ 射线测量器材	闪烁辐射仪	FD-71型	1台
	固体镭源	1mg镭; 0.1mg镭	各1个

第十七章 地下矿排水及排泥

责任编辑单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

参加编写单位 马鞍山钢铁设计研究院

编写人 邹淡秋 张化远

17.1 地下矿排水方式及系统

17.1.1 排水方式

地下矿排水，在有条件的地方应尽可能采用自流排水。自流排水有投资省，经营费少，管理简单和生产可靠等明显优点，因而在地形条件允许的情况下，即使在自流排水的投资明显高于机械排水时，但考虑到常年经营费的节省和生产的方便可靠，也应优先采用自流排水。故有的生产矿山在已有机械排水的情况下仍不惜投资开掘专门的放水长平硐。

17.1.2 排水系统

1. 直接排水和接力排水

直接排水系统见图2-17-1a、b、c，接力排水系统见图2-17-1c、d。

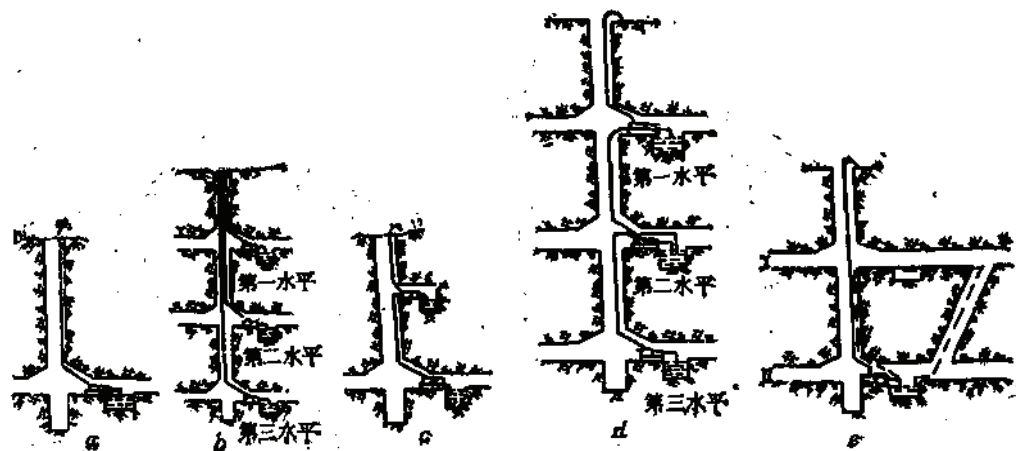


图 2-17-1. 直接排水和接力排水系统示意图

a—单个水平直接排水系统；b—多个水平直接排水系统；c—设有辅助排水设施的接力排水系统；
d—接力排水系统；e—有泄水管（孔）的直接排水系统

直接排水又分单水平直接排水和多水平直接排水系统。

设计中排水系统的方式，可通过技术经济比较确定。以金山店铁矿余华寺矿区单个和两个水平直接排水系统进行比较为例，见表2-17-1。

I 方案基建投资大，建设时间长，虽经营费略省，但还本年限长，又结合深部还需排水，故设计采用 II 方案。

排水系统比较

表 2-17-1

排水系统	基建投资 (万元)			年经营费 (万元)	两方案费用差额 (万元)	
	设备及材料	井巷工程	合计		基建投资 I - II	年经营费 I - II
I、两个水平直接排水方案 -100、-200m水平均设排水泵站， 将水直接排至地表	8.2	59.24	67.44	30.33	-21.33	+2.93
II、单个水平直接排水方案 -200m水平设排水泵站，将水直接 排至地表	8.7	37.41	46.11	33.26		

在一般涌水量及各阶段水量较均衡的情况下，设计在开采初期因同时工作阶段数不多，通常采用下部水平一段直接排水的方案，而将上部阶段的涌水引入该水平。当开采日久，阶段向下延深，排水水平下降时，才考虑分段接力排水与一般直接排水的方案比较。

直接排水和接力排水系统的优缺点及适用条件见表2-17-2。

直接排水和接力排水系统比较表

表 2-17-2

排水系统	优点	缺点	适用条件
直接排水	1. 不受其他泵站影响，运行管理简单； 2. 基建投资少	1. 上部水量流入下部阶段排出，增加了排水电耗	1. 涌水量不大，尤其适于上部涌水量小、下部阶段涌水量大的。 2. 矿井深度不太大，开采水平不多
接力排水	1. 排水设施布置灵活性大； 2. 排水电耗少	1. 基建投资大； 2. 增加了排水系统环节； 3. 泵站间有制约干扰	1. 矿井深度大； 2. 涌水量大，尤其是上部涌水量大，或各阶段开采时间短的矿山

2. 集中排水和分区排水

集中排水系统见图2-17-2。分区排水系统是在矿井(区)内的各个分区由几个排水系统分别排出涌水。集中排水和分区排水系统比较见表2-17-3。

集中排水和分区排水系统比较

表 2-17-3

排水系统	优点	缺点	适用条件
集中排水	1. 基建投资少； 2. 经营费用较低； 3. 管理较简单	对水量大，矿床规模大的矿山要预先开掘较大的巷道及水沟	涌水量不大矿区范围小的矿井
分区排水	1. 排水独立性强； 2. 疏干排水效果好	1. 分散，管理不便； 2. 工程量有时较大	矿床规模大，水量大，走向长，井筒个数多，或矿区内水文地质、水质变化大的矿山

个别情况下，如涌水量小的浅部矿体，距井底车场较远，设计可以采用小井或大钻孔作排水管将水直接排至地表，见图2-17-3。

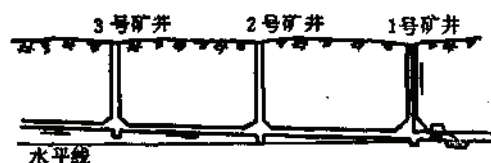


图 2-17-2 集中排水系统示意图

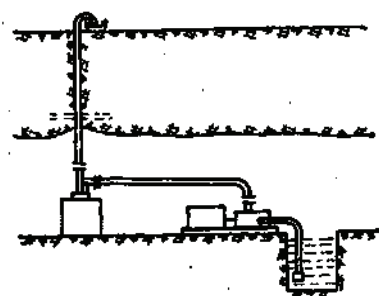


图 2-17-3 钻孔排水示意图

设计中，分区或集中排水方案应根据矿山具体地质，水文地质条件、开拓和开采顺序等，通过多方案比较后确定。

一般情况下都采用集中排水，矿井较深、水量较大时，采用接力排水。矿井水文地质复杂、涌水量大时，初期的主排水泵站不宜设在最低水平。

17.2 泵房型式和布置

地下排水设施包括泵房、水仓、沉淀池、清仓排泥等工程。

按水泵的进水方式不同，泵房布置型式分吸入式和压入式两种。另外，还有潜水泵排水方式。

17.2.1 吸入式排水泵房

17.2.1.1 一般规定和要求

吸入式排水泵房一般由泵房、吸水井、配水巷道和泵房通道等组成。

(1) 为便于集中管理，维护和检修，又尽量缩短供电及管路长度，排水泵房与主变电所应联合布置，并尽量靠近敷设排水管道的井筒。

(2) 主要泵房至少要有两个出口，一个用斜巷连通井筒（一般为管子道），另一个连接井底车场。为便于设备运输，通道连接副井空车线较为有利，通道断面应满足水泵房内最大设备通过。

(3) 在泵房与车场连接的通道中，除铺设轨道外，还应设置向外开的密闭门，达到既能防水又能防火的要求。门内加设不妨碍密闭门关闭的铁栅栏门。

(4) 泵房内应筑混凝土地面，并高出通道与车场连接处巷道底板0.5m，地面通向吸水井须有3%以上的斜坡。通道内也应向车场有3%的坡度，以便泄水。

17.2.1.2 泵房与相邻巷道的连接方式

连接方式见图2-17-4。

设计时应根据井筒位置、井底车场布置、围岩条件等具体确定。与井底车场用通道连接，见图2-17-4a、c；与井底车场的联络巷道连接，见图2-17-4b。通道与井底车场之间设备运输的转运方式可通过道岔转运，见图2-17-4a；设转盘转运，见图2-17-4b；设起重梁转运，见图2-17-4c。

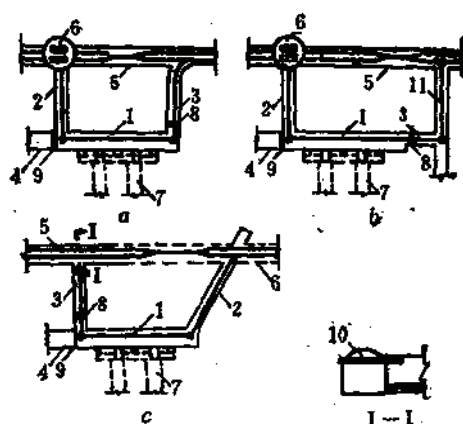


图 2-17-4 泵房与相邻巷道的连接方式

1—排水泵房；2—管子道；3—通道；4—变电所；5—车场巷道；6—井筒；7—水仓；8—密闭门；
9—防火门；10—起重梁；11—井底车场联络巷道

7.2.2 压入式排水泵房

17.2.2.1 泵房布置特点

压入（潜设）式泵房的特点是，泵房低于水仓和大巷，水泵利用水仓自然水头进水，不需灌水启动，并可避免泵壳内充气。因此便于自动控制和有利于延长水泵寿命。由于水泵低于水仓水位，无底阀，故水泵效率较高，电耗较少。

由于泵房低于水仓和大巷，故泵房通风条件稍差，积水不便排除，设备运输不便。同时泵房通道（斜巷）、管子道、控制分水阀的通道等辅助巷道工程量较吸入式泵房大。

这种布置方式目前采用不多。当矿井排水选用高转数（3000r/min）、高扬程、大流量的水泵时，由于这种泵的吸入性能不能满足吸入式要求，可采用压入式布置方式。当矿井排水泵吸程较低、不能适应水仓布置时，也可采用压入式泵房。

17.2.2.2 一般规定和要求

泵房位置、尺寸、温度、出口通道数量、断面等有关规定和要求，均与吸入式泵房相同。

17.2.2.3 泵房设计的防水措施

(1) 为防止车场积水流入泵房，泵房与车场连接的斜通道上口底板，应高于连接处车场底板0.5m，或采取其他阻水措施。

(2) 泵房与车场或大巷相通的所有通道，均应设防水密闭门。

(3) 为便于突然涌水时关闭通道密闭门的情况下可以控制分水阀，泵房内应有连通分水阀门操作巷的通道。

(4) 泵房中应设有安全水仓或水窝，并应配备二台小水泵（一台工作，一台备用）以防水仓、水泵、管道漏水和排除积水，积水可排到吸水井内。

(5) 为便于突然涌水时增加排水设备，密闭墙上应预留出水管，并加闸阀，紧急时可用。

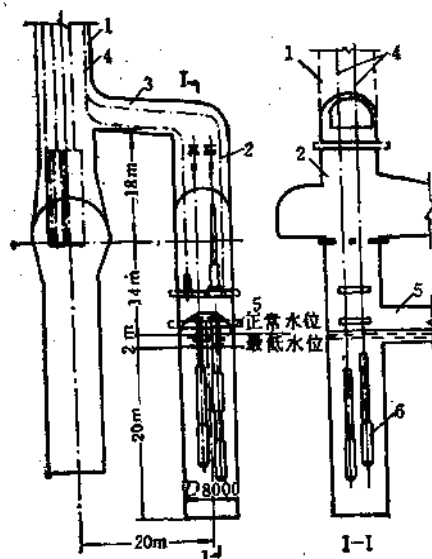


图 2-17-5 潜水泵房泵井图

1—提升井，2—泵井，3—泵房的管子道，4—排水管，
5—水仓，6—潜水泵

经验。泵房的布置型式见图2-17-5。

17.3 水 仓

水仓是矿井涌水的贮仓，起着存水和沉淀作用。

17.3.1 一般规定和要求

(1) 井下主要水仓的布置方式一般与井底车场设计同时确定。水仓入口一般应设在车场或大巷的最低点。

(2) 水仓应由两个或两组独立的巷道系统组成。涌水量较大的矿井，每条水仓的容积应能容纳2~4小时井下正常涌水量。一般矿井主要水仓总容积，应能容纳6~8小时的正常涌水量。

当岩层条件好及施工方便时，水仓可设计成一条大巷中间隔以钢筋混凝土墙，使分成二个独立水仓的形式。

(3) 水仓断面大小，应根据容量、围岩、布置条件和清仓设备的需要确定，并使水仓顶板标高不高于水仓入口水沟底板。水仓高度一般不应小于2m，容量大的水仓，应适当加大断面，以缩短水仓长度。

(4) 泥砂大的矿井，其水仓应采用机械清理，设计中应予充分考虑。诸如清理设备硐室，水仓坡度、宽度、弯道半径等。必要时应设沉淀池，沉淀池应设两个（组），以便交替使用。

(5) 设沉淀池的水仓，根据沉淀、清理和备用的需要，一般分多组进行布置，每组水仓分沉淀仓和清水仓两部分。

(6) 当为浸蚀性水时，应考虑分区处理或水质处理。

17.2.3 潜水泵泵井

潜水泵用于井下排水，近十多年来在国外已获推广应用，在国内尚缺少使用经验，但大型潜水泵用于被淹矿井的抢险排水，则已有成功经验。

井下采用潜水泵排水的主要优点是：

(1) 在矿井一般淹没的情况下，潜水泵仍能保持设计排水能力，这对有突然涌水淹没危险的矿山特别适用；

(2) 水泵效率高，节约电能；

(3) 由于水泵电机潜入水中，运转产生的热量被水带走，不存在大型泵房的通风散热问题。且运转中的噪声亦小。

缺点是潜水泵价格贵，对水质要求很严，泵井的开掘量大难度高，国内尚少成熟

17.3.2 水仓布置及与车场联接方式

17.3.2.1 水仓布置型式

1. 单侧布置

水仓均布置在水泵房一侧，两条独立的水仓相互平行，一般相距10~20m。这种型式在清仓时，对运输作业影响小，一般用于尽头车场，或矿井水从泵房一侧流入水仓时采用。见图2-17-6。

2. 双侧布置

双侧布置是水仓设在水泵房的两侧。这种布置型式在一条水仓清仓时，车场易有积水，卫生条件较差。为防止清仓时水淹车场，可采取开平水沟或开进水小巷处理。一般用于水从两侧流入水仓和水仓可能扩建时。双侧布置见图2-17-7。

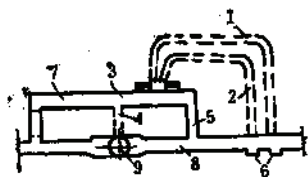


图 2-17-6 单侧水仓

1—外水仓；2—内水仓；3—水泵房；4—管子道；
5—通道；6—小绞车硐室；7—变电所；8—车场；
9—井筒

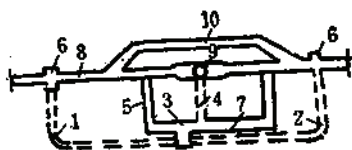


图 2-17-7 双侧水仓

1—左水仓；2—右水仓；3—水泵房；4—管子道；
5—通道；6—小绞车硐室；7—变电所；8—车场；
9—井筒；10—联络道

17.3.2.2 水仓与车场巷道联接方式

1. 直接相连

水仓入口通道直接与车场巷道相连，清仓用的小绞车硐室设在通道对面车场巷道的一侧，见图2-17-8a；或设在入口通道内，见图2-17-8b。

2. 通过联络道相连

水仓入口通道与车场巷道之间用联络道相连，清仓用的小绞车硐室设在通道对面的联络道一侧，见图2-17-9。

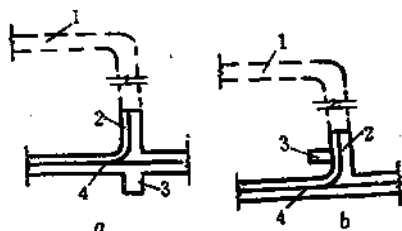


图 2-17-8 直接相连方式

1—水仓；2—水仓入口通道；3—小绞车硐室；4—车场巷道

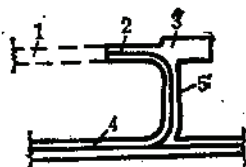


图 2-17-9 联络道相连方式

1—水仓；2—水仓入口通道；3—小绞车硐室；4—车场巷道；5—联络巷道

前一种联接方式巷道开凿工程量小，但清理水仓时影响车场运输，提升矿车易掉道；后一种联接方式优点是清理水仓时不影响运输。

17.3.3 大水矿山水仓容积确定

大水矿山,且最大涌水量与正常涌水量相差5倍以上时,水仓容积可参考下式计算取其大值。

(1) 水力充填法开采的矿山按下式计算:

$$\begin{cases} V = 6(Q_2 + Q_3 + Q_4) / K \\ V \geq 2Q_1 / K \end{cases} \quad (2-17-1)$$

(2) 大水矿山或露天转地下开采且有较厚垫层的矿山,按下式:

$$\begin{cases} V = 4Q_1 / K \\ V \geq 2Q_1 / K \end{cases} \quad (2-17-2)$$

(3) 露天转入地下开采,且大气降水与井下直接联通的矿山,可参考下式计算:

$$\begin{aligned} V &= Q_n - nqt_n \\ n &= \frac{C_2 Q_n}{C_1 + C_2 qt_n} \end{aligned} \quad (2-17-3)$$

式中 V ——水仓容积, m^3 ;

Q_1 ——最大涌水量, m^3/h ;

Q_2 ——正常涌水量, m^3/h ;

Q_3 ——平均通风防尘用水及其它井下用水量, m^3/h ;

Q_4 ——井下最大充填水量, m^3/h ;

K ——水仓容积利用系数,按泥高0.6m, $K=0.75\sim 0.85$;

Q_n ——出现最大水量时间内的水量, m^3 ;

n ——正常工作水泵台数, 台;

q ——每台水泵排水能力, m^3/min ;

t_n ——出现最大水量时间, min;

C_1 ——每台水泵综合投资(包括水泵、机械、电器、管件、泵房变电所及硐室费用等), 元;

C_2 ——施工每 m^3 水仓的投资费用, 元。

大气降水与井下直接联通的矿山,采用上述计算公式确定井下水仓容积,有时误差较大。因此,条件适合时,应通过贮排平衡方法计算贮水容积和排水设备,并配合相应的措施。

17.3.4 提高水仓利用率

在铺设轨道的水仓中,因水仓坡度、水闸布置、泥砂沉积等因素的影响,水仓容积不能完全利用,为了提高水仓利用率,可采取以下措施:

(1) 减少水仓坡度所形成的无效容积。图2-17-10中,水仓坡度形成的无效容积, $V_4 = 0.5Lh_4B$ 或 $V_4 = 0.5L^2 \tan \alpha B$ 。可见 V_4 与 L^2 成正比,所以,水仓除适当选取坡度外,还应采用缩短水仓长度的措施,即在可能的条件下加大水仓断面,或采取分组布置的方式。分组布置的方式见图2-17-11中副水仓,对于容量较大的水仓,分组布置不但可减少坡度所形成的无效容积,也可加快水仓施工。

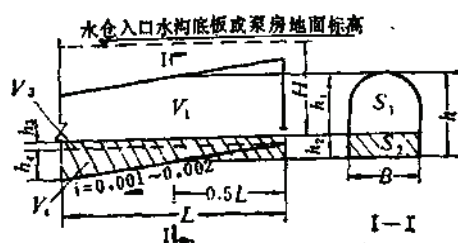


图 2-17-10 水仓纵剖面图

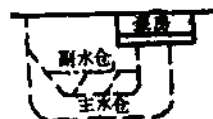


图 2-17-11 水仓分组布置图

(2) 改进水阀布置, 将水阀布置于水仓底板标高时, $h_3 = 0$, 则无效容积 $V_3 = 0$ 。

(3) 为保证水仓有效容积, 对泥砂沉淀量应进行控制并定期进行清理。对沉淀量较大的水仓, 在污水入仓前, 应设有沉淀池, 以减少水仓中的泥砂沉积。

(4) 预埋泄压管和改变水仓的立面布置。设计中, 水仓都采用同一断面, 其顶板标高随底板坡度而变, 使顶部空间不能充分利用。存水时, 当水位标高升至入口顶板标高, 水仓顶部便形成封闭容积, 见图 2-17-12。

封闭容积在与外部大气完全隔绝时, 因其中充满空气, 只能被压缩, 不能排除。可在水仓顶部预埋一泄压铁管通到泵房, 使封闭容积中的空气压力与外部相等, 水仓顶部空间即可充分利用。

(5) 改变水仓立面布置, 将水仓顶板按水平布置, 这样可加大水仓有效断面, 见图 2-17-13。这种布置方式因水仓墙高将随底板上坡而逐渐减小, 对施工要求高一些。

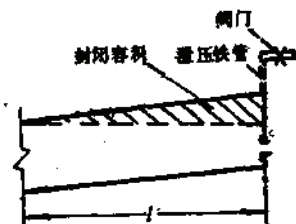


图 2-17-12 水仓封闭容积图

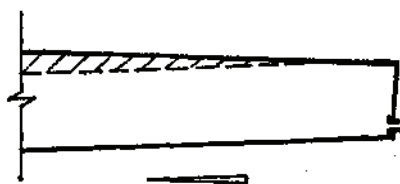


图 2-17-13 水仓水平顶板布置纵剖面

17.4 沉 淀 池

含泥砂量大的矿山, 尤其是水力充填法的矿山, 污水入水仓之前应用一些沉淀池进行预先沉淀, 以避免污染坑道, 影响正常生产运输, 并减少水仓的清泥量, 满足清仓设备对泥砂粒度的要求。

沉淀池按结构形式可分为:

- (1) 巷道平流式沉淀池
- (2) 硐室竖流式沉淀池

按沉淀固体粒度大小可分为

- (1) 沉砂池 (沉 0.1mm 以上颗粒为主)

(2) 沉泥池 (沉0.1mm以下颗粒为主)

按设置地点可分为

- (1) 采区 (或工作面) 沉淀池
- (2) 水仓 (或中央) 沉淀池

17.4.1 采区沉砂池设置

图2-17-14为某机械化点柱充填法矿山的沉淀系统示意图。充填水从设于间柱中的采场沉淀池滤出, 经由阶段联络道1流入阶段采区沉砂池4, 自采场倾斜联络道流出之水则经分段平巷2再通过钻孔3汇入沉砂池4, 沉砂池溢出水由钻孔引到主排水阶段水仓内。

采区沉砂池可利用穿脉或探矿旧巷加以改造或专设。见图2-17-15和2-17-16。

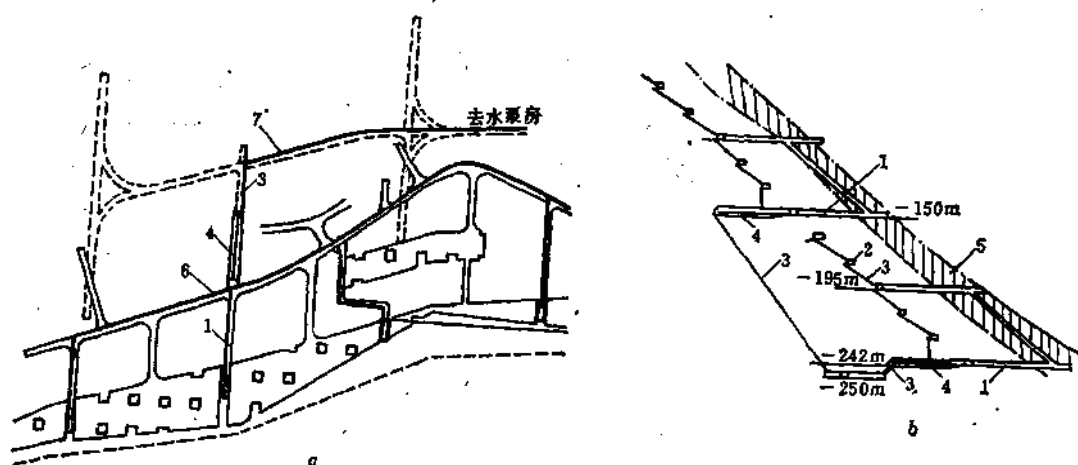


图 2-17-14 沉淀系统示意图

1—阶段联络道; 2—分段平巷; 3—排水钻孔; 4—采区沉砂池; 5—矿体; 6—-240m水沟; 7—-250m水沟

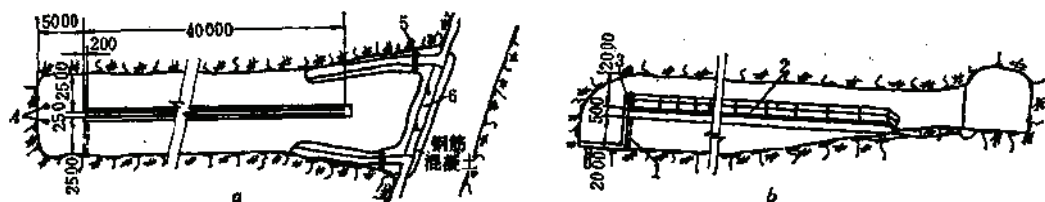


图 2-17-15 采区沉砂池图

a—平面图; b—剖面图

1—挡墙; 2—人行平台; 3—梯子; 4—上覆筛网的 $\phi 75$ 钻孔; 5—可控板; 6—盖板

图2-17-15是可自流汇集本阶段泥砂的沉砂池, 图2-17-16是汇集上阶段泥砂的沉砂池, 如果用压气罐等泥浆提升方式, 也可将本水平及以下水平的泥浆排入此池沉淀。

这种沉砂池是在大断面坑道沿中心线加一钢筋混凝土隔墙而成, 两个独立砂池互相轮换使用。砂池端部设插板式挡墙。泥砂水自池的尾部放入, 泥砂下沉, 水自插板闸门流出, 去本阶段水仓或由钻孔下放。沉砂池一般可沉淀大于0.1mm的颗粒, 水面流速应小于

100mm/s。

根据需要与可能,在充填法采场滤水井下部坑道修筑临时性沉砂池,也可收到良好效果。

沉砂池的清理,由于砂质含水少,直立性好,一般可用人工或装岩机、铲运机等清理,后者效率高,劳动强度低。

17.4.2 水仓沉淀池的布置

与水仓联合的沉淀池布置型式有一段式水仓和两段式水仓两种。

既起沉淀作用又起贮水作用的水仓称为一段式水仓。一段式水仓结构简单,开凿工程量少,管理方便。对于泥砂量不大的矿山是一种较好的型式。

对于矿井涌水含泥量大的矿山,若采用一段式水仓,沉淀效果差,因此,有的矿山把水仓施工成两段,前一段为沉淀段,后一段为清水段,称为两段式水仓。阜新五龙煤矿和辽源西安煤矿生产实践,采用两段式水仓时,大量泥砂在沉淀段沉淀,泥砂在沉淀段可单独进行处理,便于实现清仓机械化。清水段和配水巷沉泥砂少,可以长时间不清仓,水泵连续开动时间长,使用方便。但井巷工程量较大。

两段式水仓在含泥量大、服务时间较长的矿山采用,见图2-17-17。

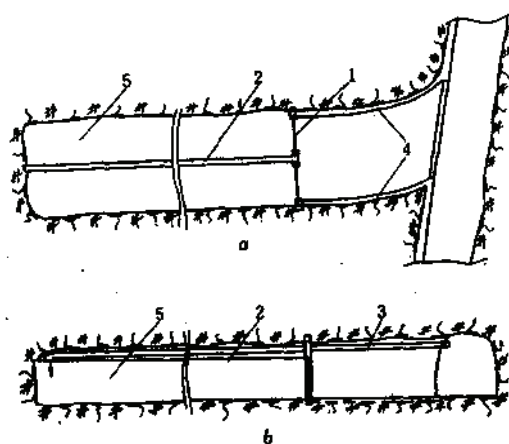


图 2-17-16 采区沉砂池图

1—插板闸门, 2—钢筋混凝土隔墙,
3—砂浆管, 4—水沟, 5—沉砂池

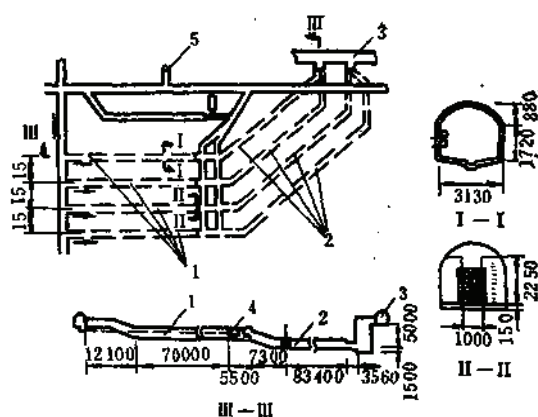


图 2-17-17 某煤矿-290m两段式水仓沉淀池布置

1—沉淀池, 2—清水仓, 3—水泵房, 4—挡水墙,
5—泥浆泵房通道

梅山铁矿水仓沉淀池布置见图2-17-18,两个沉淀池互相倒换清理和使用,每个沉淀池有效容积为97m³,进入巷道之前设置水篦子,沉淀池和水仓进水口设水闸板,以备清理时截水。

17.4.3 沉淀池尺寸计算

17.4.3.1 静止沉淀和流动沉淀

静止沉淀又叫间断沉淀。如果水中泥砂不易沉淀,加之污水流动,需要较长的沉淀时间,有的泥砂未沉淀下来污水已到出口。采用静止沉淀可以获得较好的沉淀效果。

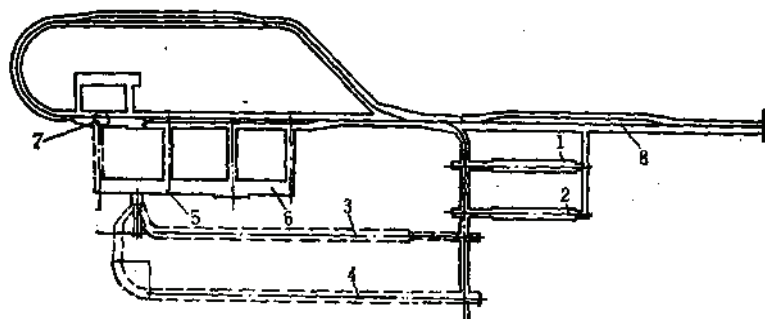


图 2-17-18 梅山铁矿-200m井底车场水仓沉淀池布置

1—1号沉淀池；2—2号沉淀池；3—1号水仓；4—2号水仓；5—水泵房；6—变电所；7—井筒；
8—车场

流动沉淀又叫连续沉淀，污水在水仓中边流动边沉淀，要求水仓有足够的断面和较低的水流速度，才能达到与静止沉淀相同的效果。因此，比静止沉淀法要求较长的时间和水仓长度。一般矿井沉淀池多采用流动沉淀方式，又称溢流沉淀、能够沉淀大于或等于0.1mm的固体颗粒。流动沉淀池见图2-17-19。

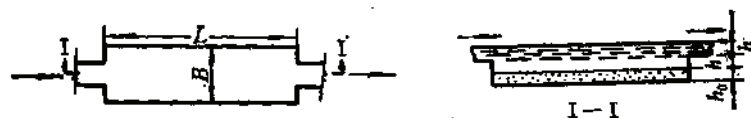


图 2-17-19 流水沉淀池

B —沉淀池宽度； L —沉淀池长度； h —流水层深度； h_0 —泥层高度； h_1 —缓冲层高度，取0.5m

17.4.3.2 流动沉淀池的计算

- (1) 沉淀池的平均水流速度须小于100mm/s，以使0.1mm以上颗粒沉淀。
- (2) 沉淀池宽度按下式计算：

$$B = 0.278 \frac{Q_{\max}}{vh} \quad (2-17-4)$$

式中 B ——沉淀池宽度，或是几个同时使用的沉淀池总宽度，m；

$Q_{\max}$ ——最大涌水量， m^3/h ；

v ——沉淀池的平均水流速度，mm/s；

h ——流动层深度，m，可取它等于进水沟的水流深度。

- (3) 沉淀池长度

$$L = a \frac{v}{v_0 - \omega} h \quad (2-17-5)$$

$$a = \frac{1.5v_0}{0.75 + v_0}$$

式中 L ——沉淀池长度，m；

v_0 ——固体颗粒在静水中的平均沉降速度, mm/s; 当固体颗粒粒度在0.2~0.1mm时, 可取 $v_0 = 9.6 \text{ mm/s}$;

α ——系数, 考虑有各种不同粒度的水力混合物的存在;

ω —— v 的垂直分速度, 当速度 $v < 90 \text{ mm/s}$, $\omega = 0.1v_0$;

当 $v = 90 \sim 130 \text{ mm/s}$ 时, $\omega = (0.03 \sim 0.05)v_0$ 。

17.4.4 采区沉淀池清理

对采区沉砂池, 因为滤水条件好, 沉砂含水少, 故可用装岩机、铲运机等铲装块状物料的设备进行沉淀池清理。当为凹陷式沉砂池时, 则可用电耙装车。

与水仓联合布置的沉淀池, 其清理方式由于泥砂颗粒细, 脱水不好, 浓度稀, 一般不适用铲装设备清理。其清理方式详见17.5.2。

17.5 水仓沉淀池的清仓和排泥

清仓和排泥是对水仓沉淀物的清理和输送。

泥砂量大的矿山, 设计应采用机械清仓排泥。采用机械化清仓排泥方式, 操作方便, 效率高, 减轻工人劳动强度, 对生产运输影响小。

选择清仓排泥系统时, 应根据矿井泥砂特点, 清仓和排泥两部分统一考虑, 分别比较计算, 然后选择适宜的清仓排泥系统。

17.5.1 矿山清泥量

根据矿山采矿方法、矿岩特点及水文特点, 按泥量可分下述六种类型:

I 类型: 水砂(尾矿)充填开采的矿山;

II 类型: 矿岩含泥量大涌水量大崩落法开采的矿山;

III 类型: 矿岩含泥量较小或露天转入地下开采的矿山;

IV 类型: 一般开采条件的矿山;

V 类型: 灰岩水质清的矿山;

VI 类型: 季节性涌水的矿山。

一般I、II类型矿山采用机械清理, III、IV类型矿山可根据泥砂数量、特点、扬程、服务时间等作技术经济综合比较后选取。V、VI类型矿山目前一般采用人工清仓, 当水量和扬程不高时, 设计亦可考虑用主水泵在日常排水中排出沉泥的措施。

17.5.2 清仓方式及其适用条件

(1) 压气罐清仓, 优点是效率高, 能力大, 成本低, 使用时间长, 清仓时人可不进仓, 易于实现机械化, 清仓时水仓仍可使用。缺点是压气排泥管线多, 投资较大, 水仓施工量较大。

适用于泥砂颗粒坚硬, 清理量较大, 水仓服务时间较长的矿山。

(2) 水抽子清仓, 优点是体积小, 构造简单, 工作可靠, 运搬方便, 造价低。可排出5mm以下的泥砂。缺点是清仓时人工喂泥, 高压水消耗量大, 效率很低, 泥砂颗粒硬时喷嘴磨损较快, 成本高。清仓时需放空清水。

(8) 履带式螺旋清理机清理

国内已进行了试验。该机由螺旋清扫部、装车部、行走部、传动和调节部五个部分组成,可扫宽度为3.11m、3.5m、4.1m,在曲线半径大于13m的水仓中使用。

(9) 泥砂清理车清理,国外已有轮胎自行驶式泥砂清理车用来清理沉淀池及水沟内泥砂,它利用本身的吸管将泥砂吸入密闭车箱内,而后自行运至充填采场或其他地方排出。泥砂清理排出的动力为10~15kW的气动马达,吸高为10m左右,清理粒度在40mm以下。

三种清仓方式主要指标见表2-17-5。

三种清仓方式主要指标表 表 2-17-5

清仓名称	每清除1m ³ 泥的成本(元)	设备费(元/个)	小时清泥能力(m ³)	清泥工效(m ³)	扬泥高度(m)	辅助条件	适用条件
压气罐	0.186~0.262	钢制: 435 混凝土: 230	单罐: 22~34 双罐: 44~68	22~40	30	压 气	泥砂大, 块度大
水 抽 子	0.352	150	10~12	10~12	30	高 压 水	软 泥 砂
电 耙	0.3±	7000	30~70	11	下 放	矿车或皮带	

17.5.3 排 泥 方 式

从水仓清扫出来的沉泥扬程较低,有时是间断的。而矿山要求扬程较大,故需把沉泥集中加压排至地表。机械排泥主要方式有排泥罐配密闭泥仓用高压水排泥,如老虎台矿、龙凤矿、湘潭锰矿、凡口矿;泥浆泵排泥,如辽源新汶各矿;压气罐串联排泥,如锡矿山矿、孙村矿,另外还有油隔离泵清仓排泥。

排泥方式主要指标见表2-17-6。

排泥方式主要指标表 表 2-17-6

排泥方式名称	排泥成本(元/m ³)	基建量及投资	小时排泥能力(m ³)	排泥工效(m ³)	排泥高度(m)	注
高压水排泥	0.081	钢罐总投资约25万元,其中井巷约1000m ³ ,钢材10~20吨	18.5~83	20~80	100m以上	需高压水源
泥 浆 泵	0.4±	约6万元	10~12	10~25	100m以上	设碉室泵房
压气罐串联	0.37~0.79	约0.5万元	22~34	22~40	30~80	

17.5.4 清 仓 排 泥 系 统

17.5.4.1 压气罐清仓串联排泥系统

压气罐清仓对泥砂颗粒硬度大小适应性强,但须经常使用,停置时间不宜过久,以防锈蚀和泥砂板结。适用于水仓使用时间5年以上,每条仓清泥量在1000~3000m³/年以上

的矿山。压气罐串联排泥扬程可达80m, 对于矿山开采深度小或往采空区及旧巷排泥, 有实际意义。但压气消耗量大, 成本高。

17.5.4.2 压气罐配密闭泥仓用高压水排泥系统

该系统是利用压气罐将泥浆送入密闭泥仓贮存, 待贮存一定量后, 利用本阶段泵房高压水泵的压力水挤入稀释, 并迫使稀释泥浆通过主排水管排至地表。该系统扬程高, 泥浆不经过水泵, 大大减轻劳动强度。但其密闭泥仓(钢板制或岩体钢筋混凝土制)构筑技术要求高, 工程量大, 投资高, 使其使用范围受限。一般适用于泥砂量大扬程高和泥仓使用年限长的矿山, 其系统示意图见图2-17-22。

17.5.4.3 喷射泵清仓泥浆泵排泥系统

这种清仓排泥方式操作简单, 投资少, 但高压水消耗大, 排泥效率低, 成本高, 使用活塞式泥浆泵时检修工作量大, 且目前国内泥浆扬程仅数十米, 故此方式适用于泥量少, 扬程不高(如向空区排泥), 砂质较软的矿山。其系统见图2-17-23。

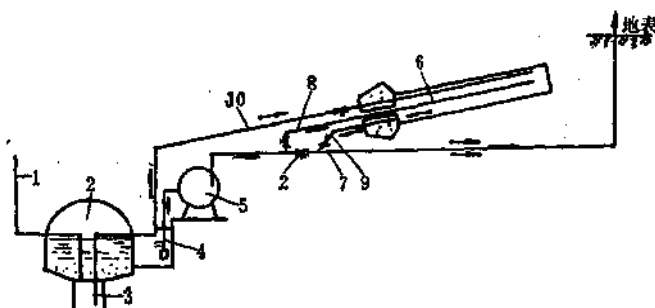


图 2-17-22 压气罐清仓配合密闭泥仓高压水排泥系统

- 1—坑内压气管; 2—水仓; 3—压气管; 4—水泵进水管;
5—高压水泵; 6—密闭泥仓; 7—主排水管;
8—泥仓进水管; 9—排泥管; 10—压气罐排泥管

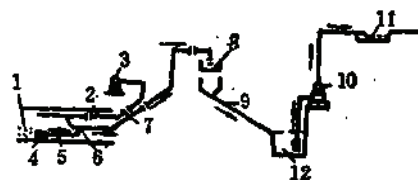


图 2-17-23 喷射泵清仓泥浆泵排泥系统

- 1—泥砂; 2—D75mm高压水管; 3—高压水泵;
4—鸭嘴型龙头; 5—D75mm软管; 6—喷射泵;
7—D100mm排泥管; 8—过筛网; 9—泥浆自流管;
10—泥浆泵; 11—地表沉淀池; 12—泥浆池

部分矿山清仓排泥系统见表2-17-7。

部分矿山清仓排泥系统表

表 2-17-7

矿 山	清 仓 排 泥	排泥标高 (m)	排泥地点 (m)	主 要 设 备
老虎台煤矿	压气罐清仓配密闭泥仓排泥	-580	地表+100	水泵12GD-200×5, Q=500m³/h, H=950m, N=2500kW
凡口铅锌矿	压气罐配密闭泥仓排泥	-160	地表+120	水 泵
湘潭锰矿	泥 浆 泵	30	地表+87	BW-250-50型, Q=9~15m³/h, P=25~50kg/cm², N=20kW
丰定铜矿	压气罐清仓配密闭泥仓排泥	1640	地表1800	水泵4D9×7, Q=72m³/h, H=215m, N=125kW
锡矿山锡矿	压气罐清仓排泥		采空区	

17.5.4.4 油隔离泵清仓排泥系统

目前我国矿山已使用油隔离泵输送尾砂, 国产油隔离泵已系列化。油隔离泵输送砂浆

的特点是泵活塞不与砂浆直接接触而用油隔开，因而设备磨损小，维修量少。它的突出优点是扬程大，达 $(40 \sim 120) \times 10^5 \text{Pa}$ ，比一般泥浆泵扬程高出数十倍。配合竖流式沉淀池时可以将砂浆直接排出地表，合清仓与排泥为一体，而不必接力输送或配密闭泥仓用高压水加压输送，大为简化了清仓排泥过程。但它的缺点是，要求输送粒度不大于 1mm ，浓度均匀不大于 65% ，且需连续作业，因而对与之配套的砂浆供应要求高，一般与竖流式沉淀池配套作业，砂浆水入池前必须除去 1mm 以上颗粒，因而该系统虽省去了压气罐、密闭泥仓等设施，但增加了竖流式沉淀池及硃室，设备本身投资也大，技术要求也高，因而目前仅适用于泥砂量大、矿坑水澄清要求高、服务年限长的工程。图2-17-24为凡口矿-40m 溶洞水沉淀排泥系统图。图2-17-25为竖流式沉池图。

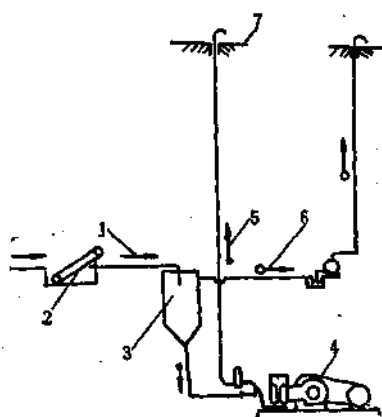


图 2-17-24 油隔离泵清仓排泥示意图

1—矿坑水流向；2—捞砂机；3—竖流式沉淀池；4—油隔离泵；5—砂浆流向；6—澄清水流向；7—地表

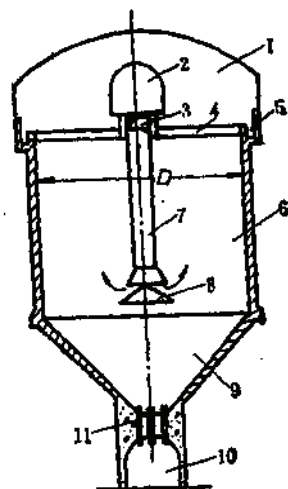


图 2-17-25 竖流式沉淀池图

1—沉淀池硃室；2—进水巷；3—进水沟；4—辐射管；5—环形周边槽；6—沉淀池；7—中心进水管；8—反射板；9—沉淀池锥底；10—管子卷；11—预埋排泥管等

17.6 综合防洪排水措施

水文地质条件复杂的矿山，在矿山采掘过程中，有突水的可能。露天和地下联合开采，或露天转入地下开采的矿山，大雨雨后，雨水汇集、通过露天坑或崩落区直接进入井下，涌水量在很短时间内急剧增加，有时达到正常涌水量的几倍至几十倍以上，造成洪水泥砂下灌及淹井等灾害性事故。因此，设计中必须采取综合防洪排水措施。

17.6.1 地表水体处理

地表水体处理应根据水体类型、地形、第四系地层条件等，分别采取相应措施。详见本书矿产地质卷，矿山防治水篇。

17.6.1.1 塌陷坑外部地表水体处理

按与矿体开采关系，可分以下三种类型

1. 江河、湖海等大型水体

特点是水量大,水源补给充足。首先应搞清水文地质和工程地质条件,水体与矿体开采及补给关系。如果开采引起顶板围岩崩落后,会导致泥水大量渗入或溃下,应将河流改道或留矿柱,堵漏防渗,铺底,注浆等,使水体不与井下发生直接水力联系。

2. 小水库、灌渠、沼泽等中小水体

特点是水量较小,补给来源有限,除覆盖层很厚隔水性能好与井下无直接联系外,一般在生产前均应排干。或局部采用充填法。

3. 洪水、雨水、冰雪融化水等季节性水体

对井下影响程度与季节有关。一些矿山发生泥水下灌原因多属这类水体造成的。

如果让地表水体流入井下,势必得增加排水设施,而且泥沙在井下处理也很困难。因此,应尽量采取措施阻止地表水体流进井下。如设置截(排)洪沟,拦截和导出地表水体至陷区之外,缩小陷区汇水面积;以明沟排洪为主,并布置在错动界线30m以外;根据井下开采阶段不同时期的错动范围,分期施工(排)截洪工程,其标准应满足最高洪水流量要求。

由露天转入地下开采时,对原边坡截水沟应保持完好,健全分段截流,水泵站排水,以减少流进陷坑水量。

17.6.1.2 露天积水与排除塌陷坑泥水

当矿体开采面积大、倾角缓、下降速度慢时,井下实际出矿工作面仅是开采总面积(或长度)的一部分,一般占 $1/2 \sim 1/3$,其它部位覆岩处于暂时相对稳定地段,若有条件可安设临时的排水设备,排出陷坑积水。

向山硫铁矿多年实践证明,排出陷坑积水是保证井下作业安全的行之有效的办法。但这种办法设备利用率低,管理要求严格,投资较大,适用条件有限。向山硫铁矿采用这种措施其陷区排水和平土系统设备投资约60万元,常年占用工人约18名。

井下工作面推进与地表排水泵站的位置有着密切关系。要正确掌握塌陷坑排水与坑内作业面之间的空间、时间关系,使选定的汇水位置不妨碍正常的回采顺序,反之亦可根据塌陷区排水条件来安排采掘进度计划,使上下尽量减少相互干扰。

开采急倾斜、长度短、下降速度大的矿体,陷区处于频繁错动状态,地表形成峭壁裂口,人和设备进入陷区不安全,则不能采取上述办法,而应采取其它措施。

17.6.2 井下排水与贮水

井下应有足够的排水能力。对于露天转入地下开采的矿井,排水设备能力应通过贮排平衡,技术经济比较确定。贮水有两种方式:

(1) 适当增加水仓容积的办法是可行的,但增加了井巷工程量和基建投资,一般不宜采用。

(2) 暴雨时,洪水夹带泥砂沿裂隙下灌是暂时的,可采取贮泥水办法,调节洪峰,这样井下排水能力不必搞得过大。

当阶段为环形运输平巷时,洪水期排水能力不够,可将洪水引至本阶段穿脉巷道中,一部分用作贮泥水,一部分贮存生产运输设备,以后有计划地将洪水通过闸门或防水门放出。如铜山铜矿在洪水很大时,曾计划的将洪水引至-40m部分巷道贮存,保证了井下主要运输设备不淹。

还可以在下部开拓阶段贮泥水。平时提前开拓下部阶段,雨季停止下部阶段作业,并形成一定排水能力。洪水时上部排水能力不够,可部分放至下部开拓阶段。如铜官山铜矿开采-55m、+5m阶段时,对原露天矿汇集的大量泥水,曾利用-95m阶段作贮泥水阶段。

但采用坑内贮泥水办法,将使部分工作停顿,可靠性差,嗣后修复工作量大,故不得已时才采用。

为预防泥水涌入坑内后扩大危害,可装设防水门。如凤凰山铁矿在平巷设防水门,防止泥水下灌扩大,保证了正常工作。再是设密闭墙或防泥沙袋。由于泥水下灌一般是有预兆的,应在有预兆的巷道适当地段砌筑密闭墙封死,或用沙袋临时截水,并与其它措施配合。

此外,还要控制水流,以避免泥水从主要井筒流到井下,淹没矿井,而使排水系统无能为力。当有涌水时,应设法疏导洪水先流到最上部的排水泵站,当最上部的排水泵站满负荷时,有计划地放水至下阶段的排水泵站。同时,上部各阶段应设插板式水闸门及砂袋等防洪用品,以便必要时形成一定的贮水能力。

17.6.3 加大覆盖层厚度

覆盖层厚度应大于20m。矿山形成覆盖层后,不仅对安全回采有利,而且在暴雨洪峰时可对井下洪水增加起缓冲作用。一般情况下,覆盖层厚度应大于20m。铜官山铜矿上部形成岩石层,一般降雨4小时左右坑下涌水量才增加。向山硫铁矿有几十米岩石垫层,降雨12小时后坑下涌水才明显增加。因此,形成覆盖层后坑下涌水增加比大气降雨要平缓的多。

露天转入地下开采几个矿山涌水和排水设施见表2-17-8。

几个过渡矿山的地下涌水量和排水设施表

表 2-17-8

矿山名称	汇水面积 m ²	降雨量 (mm)	排水阶段 (m)	地下涌水量 ($\times 10^4$ m ³ /d)	水仓容积 (m ³)	排水能力
金岭铁矿 铁山采区	23万	历年日平均降雨量 100	-165	设计涌水量 实际: 2.8~3.2 最大: 4.0	~9000	10DK-9 $\times$ 2型泵, H=250m, Q=1200m ³ /h, W=1050kW,共5台
凤凰山铁矿	30万	历年日最大降雨量 198.5 历年小时平均降雨量 60.7	-200	最大 3.2	5500	80A-8 $\times$ 5型泵, Q=770m ³ /h, 共10台, 其中,主井6台, 副井4台
松树岭矿	53万	百年一遇小时最大降雨量 113	± 0	最大 16.6		北采区3B-200型泵, Q=380~640m ³ /h, H=107~239m,6台 南采区: 3B-200 $\times$ 4A型泵, Q=270~600m ³ /h, H=156~214m,6台

17.6.4 预 防 突 水

有地下水威胁的矿山,应考虑设计矿床疏干工程。井巷开拓过程中,应先进行水仓、水泵房施工,而后进行疏干工程施工。施工中对有突水地段应采取先探水后掘进的措施。

在专门的截水和放水巷道以及有突水危险的地区前方,应设置防水闸门,并定期检修,使其经常处于良好状态。

防水闸门安设的一般要求:

(1) 防水闸门硐室位置应设在坚固稳定的岩层中,尽量设在小断面直线巷道中。

(2) 通过防水闸门的钢轨、机车架空线等必须灵活易拆,所有砌在防水闸门硐室内的钢管应在管外壁焊有锚固件固定,并加注浆。

(3) 防水闸门硐室前后一段巷道,必须用混凝土砌筑,并应注浆填实,其长度一般不小于5m。防水闸门硐室的砌筑材料,一般采用250号或200号混凝土。硐室与前后巷道应连续浇注,保证紧密结合,严防漏水,在来水方向的巷道底板,铺设混凝土地面,其长度一般不小于5m,地面不得高于其附近的巷道底板。

(4) 防水闸门硐室砌筑完毕后,应进行壁后注浆,要求注浆的最终压力可为设计水压的1.5倍。

(5) 闸门向来水方向开启,门框与硐室必须紧密结合,闸门关闭严密,不得漏水。

17.6.5 加强塌陷区排水管理

加强坑内外观测,不宜采用目测方法来决定崩落法放矿是否终止,应以保持放矿中足够的覆盖层厚度,作为防止产生涌泥条件。

若上分段放矿已形成涌泥通道,在下部对应位置放矿应严格控制放矿量。若上分段放矿出现悬顶或处在进路交叉口时,应标计其位置,或预埋标志块,在下分段对应部位多放些矿。

合理安排采掘计划,如在雨季开采陷区地表较高部位,非雨季开采较低部位,要避开工作点上部泥水坑。

雨季时,对可能发生泥水危害的工作面可酌情暂时停止作业,或采取个别工作点密闭措施,待非雨季再恢复生产。由于雨季时,塌陷坑泥水成了矿山生产安全的主要威胁,应及时组织设立防洪管理机构。

17.6.6 露天转入地下开采排水设计实例——某铁矿

该矿地下采用崩落法开采,露天坑及崩落范围内的降水量将渗入地下。露天坑面积为11.0万 m^2 ,渗入率为1;崩落范围面积为1.50万 m^2 (不包括露天坑),渗入率为0.3。折合渗入率为1的总汇水面积为15.5万 m^2 。

矿山服务年限为30年,考虑其它因素,设计采用的暴雨频率 $P=2\%$ 。

短历时暴雨量及坑内涌水量按下式计算:

$$H_{sh} = H_{sh} K_P \quad (2-17-6)$$

式中 H_{sh} ——以小时计的短历时暴雨量, mm;

H_{sh} ——短历时暴雨量均值,查图表资料, $H_1=27.2$, $H_2=33.3$, $H_3=37.2$, $H_4=47.2$, $H_{12}=$

$$= 62.05, H_{24} = 77.35, \text{mm},$$

K_P ——模比系数, 随暴雨频率不同而不同, 查表求得: $P=2\%$ 时, $K_P=2.48$; $P=5\%$ 时, $K_P=2.03$; $P=10\%$ 时, $K_P=1.69$; $P=20\%$ 时, $K_P=1.33$ 。

列表计算各种频率的短历时暴雨量及坑内涌水量, 见表2-17-9。

各种频率短历时暴雨量及坑内涌水量

表 2-17-9

历 时 (h)		1	2	3	6	12	24	备 注
H_{24}		27.2	33.3	37.2	47.2	62.05	77.35	查水文图集得出
暴雨 频率 2%	K_P	2.48						查水文图集得出
	$H_{24} = \bar{H}_{24} \times K_P$	67.43	82.6	92.3	117.1	153.9	191.8	
	降水面积 (m ²)	155,000						
	坑内涌水量 (m ³)	10456	12803	14307	18151	23855	29729	
	折合小时涌水量	10456	6402	4769	3025	1988	1239	
5% 20%	K_P	2.03						查水文图集
	$H_{24} = \bar{H}_{24} K_P$							以下计算略

根据计算坑内正常涌水量为2940m³/d(123m³/h)。

根据暴雨频率2%的短历时暴雨量及坑内涌水量, 在暴雨后第一个小时, 坑内涌水量就已达到10456m³, 而水仓仅能容纳1000m³, 如用水泵全部排除, 需要水泵53台, 电机总容量为1.5万kW, 而正常排水时仅需1台水泵即够, 其电机容量仅为290kW, 可见单用水泵在短时间内排水是不合理的, 因此, 还必须采用坑内巷道临时贮水的办法。如果在24小时内将水排干, 需要水泵10台, 仍不合理。因此, 必须将贮水时间增加, 为此, 应进行长历时暴雨量的计算。

设计选取长历时暴雨为3天, 暴雨按下式计算:

$$H_3 = \bar{H}_3 K_P \quad (2-17-7)$$

式中 H_3 ——各种频率的历时3天的暴雨量, mm;

$\bar{H}_3$ ——历时3天的年最大降雨量均值, 查气象站资料为100.9mm;

K_P ——各种频率的模比系数, 查表求出。

列表计算各种频率的历时3天降雨量及坑内涌水量 (略)

按三天排除坑内积水所需水泵工作能力及扬程, 以及正常涌水量计算水泵及管线设施。

绘制各种暴雨频率的坑内涌水量历时曲线及设计选用的水泵工作线, 见图2-17-26。

按贮排平衡设计选用水泵的工作能力为775m³/h, 在 $P=2\%$ 时, 坑内淹没最大容积为14650m³, 将井下开拓和生产两个阶段全部淹没。在 $P=5\%$ 时, 坑内淹没最大容积为11300m³, 也将井下开拓和生产两个阶段全部淹没。在 $P=10\%$ 时, 坑内仅淹没开拓阶段, 不淹没生产阶段。

据当地气象站资料, 该地区历年最多全年日降水 $\geq 50\text{mm}$ 的日数为2天, 历年最多全年日降水 $\geq 25\text{mm}$ 的日数为9天。在日降水量 $\leq 50\text{mm}$ 时, 仅开动全部水泵就可排净水而不需利用巷道贮水。

地下矿井采用贮排平衡方法, 采用巷道临时作贮水仓时, 必须采取相应的安全措施。如在必要部位设置防水门, 若矿井有被淹可能而采用井巷贮水时, 通过关闭防水闸门可以保证排水设施工作。雨季前检修好防排水有关安全设施设备, 暴雨期间配置专门值班人员, 搞好观测和组织等工作。

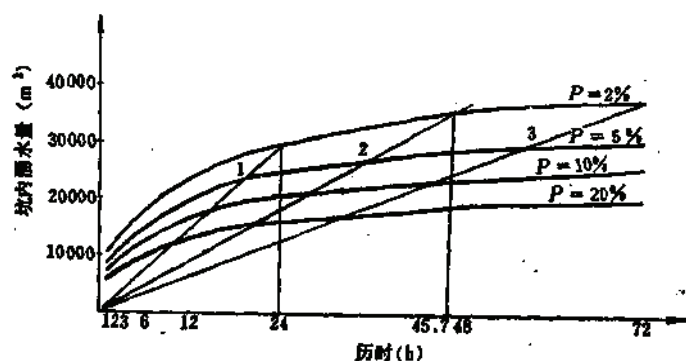


图 2-17-26 坑内涌水量历时曲线

1—24小时排除的水泵工作线(1250m³/h); 2—设计选用的水泵工作线(776m³/h); 3—三天排除的水泵工作线(526m³/h)

17.7 地下矿山防排水技术经济指标

部分地下矿山防排水主要技术经济指标见表2-17-10、表2-17-11、表2-17-12。

国内部分矿山排水指标

表 2-17-10

矿山名称	矿体埋深 (m)	一期工程开 拓深度 (m)	涌水量或排水量 ($\times 10^4 \text{ m}^3/\text{d}$)		吨矿排水量 (m^3/t)	注
			最 大	正 常		
金岭铁矿			3.4	3	22.3	均为设计或 估算指标
莱芜铁矿赵庄矿区	~255	240	2.1	0.8	56	
张马屯铁矿			25	2~5	~100	
团城铁矿	5~293	190		2.5	46	
西石门铁矿	100~490	270	22.5	4.5	10	
玉泉岭铁矿	~200	100	4	1.8	26	
程潮铁矿			1.06	0.71	1.74	
玉石洼铁矿	10~290	180	15	2	6	
黄砂坪铅锌矿		181	1.43	1.0	10	
大厂铜坑锡矿			1.2	0.42	1.2	
丰山铜矿			3.64	1.68	5.6	
凡口铅锌矿			3.9	3.8	46~59	
水口山铅锌矿			3.6	1.8	26~83	
金山店铁矿			15.22	2	3.6	
张伏山区			2.6	0.6	5	
余华寺区						

梅山铁矿地下排水工程设计指标 (万元)

表 2-17-11

工程项目	合 计	采矿井巷	机 械		动 力	所占比例 (%)	注
			设 备	管 道			
排水工程合计	115.2	41.6	33.8	35.8	4.0	100	规模250万t
其中:井巷机	41.6	41.6	~	~	~	38.0	
械动力	73.6		33.8	35.8	4.0	64.0	

国外几个大水矿山排水能力简况

表 2-17-12

矿山名称	矿石产量 ($\times 10^4$ t/a)	采矿方法	平均涌水量 ($\times 10^4$ m ³ /d)	排水能力 ($\times 10^4$ m ³ /d)	疏干方式	注
苏联米尔加里 姆赛多金属矿		房柱法 分段法	41, (最大 为46)	48 (扩建后72)	联合疏干分 段接力排水	据称是世界最 大涌水量的矿山
苏联北乌拉尔 铜土矿		房柱法	20, (最大 为46)	48	联合疏干直 接排水	
赞比亚克洛 夫特铜矿	180~200	空场法	29 (1967年) 34 (1970年) 35 (1971年)	34 (1967年) 46 (1971年) 60 (1972年)	坑内疏干, 分段接力和直 接排水	每吨矿石排水 340~750t, 上盘 含水层水压(10.5 ~24.5) $\times 10^5$ Pa
匈牙利尼拉德 铜土矿		房柱法 长壁法	28 (1968年) 30 (1970年)			每吨矿石排水 6.08t
南非德律方天 金矿			34	35.5	坑内疏干分 段排水	1968年矿井被 淹, 12水平水压 10.5MPa

第十八章 矿山内因火灾防治

责任编写单位 长沙有色冶金设计研究院

编写人 张耀伦 胡菊南

18.1 概 述

内因火灾是矿山生产中的一大灾害。我国煤矿的现有生产矿井中有40%左右的煤层具有内因发火性；金属矿山如铜官山铜矿、武山铜矿、西林铅锌矿、向山硫铁矿、湘潭锰矿和大厂（细脉带）锡矿等都是内因火灾矿山，还有相当一批矿体具有内因发火倾向。内因火灾有时迫使矿井停产，造成人员伤亡，财产损失；火区开采时高温矿尘和毒气溢出，炸药自爆，火烧后矿粉的采、选回收率大幅度降低，火灾气体污染地面生活区……等，严重影响和威胁着矿山生产。如何有效地经济地解决矿山内因火灾的预防和治理问题，具有重大的现实意义。国内外主要内因火灾金属矿山简况见表2-18-1。

18.2 矿（岩）自燃发火原因、条件和内因火灾矿山的设计程序

18.2.1 自燃发火原因和条件

18.2.1.1 金属矿山发生内因火灾的条件

1. 自热

有自热特性的矿（岩）石，堆积在坑道、采场内，特别是在大爆破崩矿，矿柱压裂崩塌之后，或是冒落区内的残留矿石，由于与空气中的氧接触面增加，从低温氧化发展到高温氧化，释放越来越多的热量。适当的水份更加速其反应速度，出现明显的自热现象，形成坑内的自热区，苏联泰纳克斯矿对部分自热矿石的试验室氧化速度和着火点见表2-18-2。

2. 聚热

坑内开采过程中造成的冒落拱、漏风不大的空区和冒落区，古硐等易形成聚热条件。矿（岩）石氧化时产生的热量大于散发的热量时，使自热的矿（岩）石由低温氧化逐步发展到高温氧化阶段。

3. 首燃物

是指自然发火过程中因燃点低而首先起火燃烧的物质，这是金属矿与煤矿自燃的主要区别。国内矿山的首燃物与着火点资料见表2-18-3，加拿大沙利文（Sullivan）铅锌矿对-200目矿样临界硫值和着火点见表2-18-4。

4. 供氧

冒落拱冒通地表、采准揭开高温古硐，采空区密闭质量差和崩落区大量漏风等，都可能满足矿、岩燃烧所需的供氧条件。但在自热阶段，过量的通风或漏风，会引起自燃物冷却或起散热作用。

表 2-18-1 国内外部分内因火灾矿山情况表

矿山名称	生产能力	矿体赋存特点	矿石		顶板(覆层)	采矿方法	起火情况
			含碳(%)	起火矿石C%, S%	矿石结构		
向山流铁矿	57~72 万t/a 约2000t/d	缓倾斜极厚矿体, 垂深200m, 以浸染状黄铁矿为主, 围绕块状黄铁矿, 矿石疏松, 节理发育。	一般 15~18% (S)	黄铁矿 (黄铁矿) S>30%	破碎, 粉粒状砂化黄铁矿	第四纪 无底柱分段崩落法	1941~1949年采67万t ¹ 富矿, 工作面高温30℃~60℃无火。 1955年~1979年火灾70次
							年份 采矿方法 能力 (×10 ⁴ t/a) 万吨坑木消耗(m ³) 火灾发生频率(Mt)
							1955~60 分段崩落 23.5 86 3.5
							61~67 低分段崩落 30 47 11.3
							68~78 无底柱 57 22 4.9
工作面高温, SO ₂ >0.001%							
铜官山矿松山区	火区 400~500 t/d	倾斜中厚矿体, 走向长500m, 倾向23°~46°, 顶: 铁帽, 红土, 大理岩, 分五带: 铁帽, 次生氧化黄铁矿, 半氧化, 次生硫化黄铁矿, 原生等亚带	S 13.48%	黄铁矿 磁黄铁矿 S为 13~30%	粉状, 块状黄铁矿, 磁石黄铁矿, 氧化磁铁矿, 黄铁矿	整分条(底盘漏斗)崩落法	1954.3~1965.10, 火灾58次, 至1971年火灾已达百次火灾90%以上位于半氧化亚带和次生硫化黄铁矿中。
							矿石 石 磁 点 备注
							粉末状黄铁矿 100℃~145℃ 矿壁松动7天自燃
							块状黄铁矿 300℃ 自然升温100℃
西林铅锌矿	设计 1200t/d 改充填法	急倾斜扁豆体	B+C级 S 16.99%	磁黄铁矿 S为 30~45%	致密块状磁黄铁矿、破碎磁黄铁矿	阶段矿房法 矿柱大套崩落 落 后改 胶结充填法 水砂充填法	1969年投产, 1973年采空 ⁴²⁰ 360阶段, 1973.6~8月地压, 矿柱倒塌, 38万t ¹ 硫化矿崩入采空区, 1975.5, 1978.8大爆破后四个月内起火, 灭火失败, 洞口矿石262℃~350℃, 耗氧量21℃~55℃, 粉尘30~40mg/m ³ , SO ₂ 0.1~0.3mg/m ³ 。
							332℃~375℃ 崩下5~15天; 150℃
							磁黄铁矿 341℃
湘潭磁铁矿	火区 600t/d	缓~倾斜扁豆状矿体长: 2km, 厚1.48~6m, 0°~30°海相沉积碳酸盐矿床。	/	/	(矿石不自燃) 灰份89%挥发份10% S ₃ ~4% C ₆ .9%	一区短壁崩落法 火区分区崩落法 二、三区滑法 水砂充填法	顶、底盘, 叶片状及薄层状, 黑色页岩 f=2~3; 贝壳状黑色页岩 f=3~5; 均能自燃, 每次放顶必起火! 红旗区已用崩落法采完, 总回收率95%, 因火灾死亡二人。

续表

矿山名称	生产能力	矿体赋存特点	矿 石			顶板(覆岩)	采矿方法	起 火 情 况
			含碳(%)	起火矿石, C%	矿石结构			
细砂带大矿体	设计 4000t/d	急倾斜厚矿体	S 10.43%	按细砂带 S7-33% C2.6-55%	局部地段矿石发热细脉状浸染状原生矿	炭染页岩 S1-3.3% 个别6.4% C0.5-3%	无底柱分段崩落法	1976年5月 101N起火 1979年12月 101S起火
捷克利(苏拉) (Tegelen)		透脉状急倾斜厚矿体矿体内有厚达20m的炭染泥质页岩(C ₁₈ ~17%)	S 15~16%部分 16~17%	黄铁矿 S>20% C>16%	原生致密块状硫化矿, 胶黄铁矿	炭质泥质页岩, 白云化黑色页岩, 色页岩 C ₁₈ ~17% 黄铁矿 S>23%	I阶段分段崩落法, II阶段留矿法, III阶段留矿法, 以下均为崩落法	1939~1948年, 分层崩落法I、II阶段, 1949年, 大崩落起火, 1956年5月, 整个崩落区有火, 1949~1957年, 十年采I~V阶段, 1960年, III阶段改充填法, 坑内气温51℃, 放出矿石153℃, 漏斗中放出硫化矿石900℃~1300℃
乌苏(苏联) (Ussu)	烟基地有九个大型矿山	急倾斜厚矿体走向长(m) 厚(m) 赤卫军 116~200 10 新列次 300 50~35 捷克利 800 20~116	S 40~47%	黄铁矿 S>43%	原生含铜黄铁矿		分段崩落法 分段崩落法 阶段崩落法 阶段崩落法 矿柱回采法	捷克利矿1935年~1975年间发生了161次火灾, 还有矿尘爆炸
沙利(加拿大) (Sullivan)	高温矿柱回采 9000t/d	巨型倾斜厚层状矿体	S 19~36%	磁黄铁矿 S>25%	硫化矿致密块状		矿柱回采 阶段崩落法 改为分段崩落法	1950年起火, 至今因采高温矿柱, 矿石200℃~312℃, 最高1082℃, 坑道SO ₂ >4000ppm, O ₂ <7% CO>150ppm, 矿石烧蚀成块, 热粉矿渣, 矿石流, 熔金属流
下日川(日本)	中型矿山	急倾斜中厚矿体 褶曲断展发育	S 17~40%	黄铁矿处发火 S>30%	黄铁矿, 磁黄铁矿, 含铜黄铁矿, 致密块状	上盘为黑色粘板岩	1964年前水冲法, 1964年后人工修筑下向充填法	1942~1971未发火, 1971年后由于充填体下沉, 矿柱崩落, 矿石氧化发热, 首先木材(干馏温度100℃~200℃), 继而引起火灾, 不满二年发火五次
普雷(阿尔巴尼亚)	设计 50万t/a 1670t/d	B+C, 2300万t, Fe 47.44%, 平均厚8~11.45m, Ni 1.04%		矿石不发火		黄泥, 石灰岩, 重晶石, 黄铁矿, 由粘土砂页岩等组成, 断面层多, 自燃层厚6~8m~17m	底盘漏斗崩落法	煤质分析: 灰分66.5%, 挥发分13.05% 硫S ₁ 0.3~17.31% 平均8.05% 燃点270℃~285℃ 发热量5870~15642J/kg

不同矿石的氧化速度与着火点

表 2-18-2

矿石类型	平均温度 $^{\circ}\text{C}$		SO_2 平均放出量 $\text{ml/m}^2\text{min}$	矿石平均着火点 $^{\circ}\text{C}$
	SO_2 产生的最初温度	第一溶液变色温度		
辉黄铁矿—黄铜矿	39.6	58.2	0.343	590 ± 13
黄铜矿—磁黄铁矿	38.0	49.2	0.381	558 ± 11
黄铜矿—方黄铜矿	34.8	44.9	0.417	500 ± 28
磁黄铁矿—方黄铜矿	42.3	52.1	0.345	517 ± 9

自燃物的着火点

表 2-18-3

自燃物	着火点 $^{\circ}\text{C}$
粉末状黄铁矿	100~210
经过预氧化的磁黄铁矿	120~150
磁石黄铁矿	190
元素硫	200±
丢失在采空区的炭化木材	137~147
压碎劈裂坑木	150~200
炭质页岩	200~350

沙利文矿—200目矿样临界硫值和着火点

表 2-18-4

试样编号	总硫 (%)	元素硫 (%)	着火点 ($^{\circ}\text{C}$)	临界硫值 (%)
1	31.4	1.26	205	1.26
2	23.2	1.55	375	1.85
3	18.2	1.68	380	1.73
4	28.6	0.62	398	1.50
5	36.4	0.40	595	0.90
6	32.1	0.50	405	1.50
7	19.3	0.47	508	0.87
8	21.6	0.20	510	1.20
9	8.1	0.57	515	2.87

国内外主要发火矿山的发火条件见表2-18-5。

18.2.1.2 自燃发火类型

金属矿山自燃发火类型见表2-18-6。

18.2.1.3 内因火灾硫化矿物氧化的化学反应式

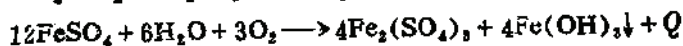
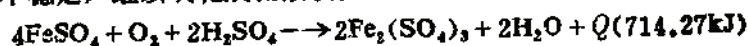
(1) 黄铁矿 (FeS_2) 氧化发热的主要化学反应式如下:

黄铁矿与空气和水接触后的氧化反应:



当缺水时: $\text{FeS}_2 + 3\text{O}_2 \longrightarrow \text{FeSO}_4 + \text{SO}_2 \uparrow + Q\text{kJ}$

硫酸亚铁不稳定, 继续氧化成硫酸铁:

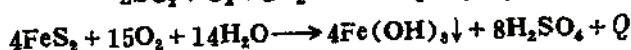
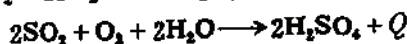
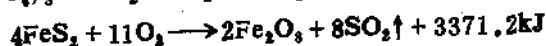
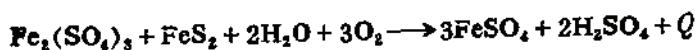


硫酸铁分解黄铁矿:

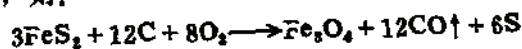
各矿发火条件汇总表

表 2-18-5

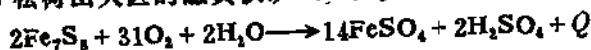
矿 山 名 称	发 火 条 件				
	自 热	首 燃 物	燃 烧 物	升温地点	供氧来源
向山硫铁矿	硫化矿石普遍发热	胶黄铁矿, 酸化坑木	木材, 硫化矿物	塌陷区, 发火期1~2年	漏 风
铜官山矿松树山区	硫化矿发热, 空区中木材酸化	粉状胶黄铁矿, 氧化磁黄铁矿, 酸化木材, 燃点137℃~147℃	硫化矿, 木材	高温古铜揭开供氧自燃, 崩落区, 老硐, 矿堆	坑内通风漏风
西林铅锌矿	倒塌矿柱, 大爆破矿堆氧化自燃, 爆热	氧化后的磁黄铁矿	硫化矿石	崩落区, 爆堆	采空区漏风
湘潭锰矿	顶板黑色页岩 S 3.12% C 6.9% 燃点350℃	劈裂木材燃点 150℃~200℃	坑木 (损失60~70%), 黑色页岩	冒落区聚热	陷区漏风
大厂长坡细脉带矿体	局部自热区矿石发热	S', D', b 下部 (自热区内的)	炭染页岩, 硫化矿物	冒落拱, 塌陷区升温	漏 风
苏联捷克利铅锌矿	大爆破矿石氧化发热崩落围岩发热	胶黄铁矿炭份, 木材	S, C, 矿, 岩, 木材	崩落矿堆, 发火期78~160天	漏 风
苏联乌拉尔铜矿	崩落矿堆发热大量矿损发热	坑木, 矿粉	硫化矿物木材	空区蓄热	漏 风
加拿大沙利文铅锌矿	塌落矿柱大爆破矿堆发热	氧化的磁黄铁矿元素硫 S' = 0.01~1.19%, 坑木	硫 化 物	爆堆, 塌陷区	漏 风
日本下川铜矿	老采区残矿氧化发热	坑 木	硫化物, 坑木	老采空区	漏 风
阿尔巴尼亚普雷亚尼斯磷铁矿	煤页岩, 冒落区发热	煤页岩, *12层含煤的 黄铁矿砂岩, 粉末状含有一定量的铁矿	煤页岩 硫化物 木 材	落顶区	漏 风



如有碳粉参加反应, 则:



(2) 铜官山矿松树山火区的磁黄铁矿 (Fe_7S_8) 的氧化反应式如下:



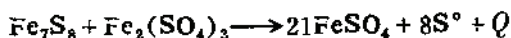
● S' 指元素硫。

自然发火类型表

表 2-18-6

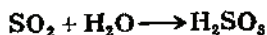
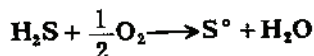
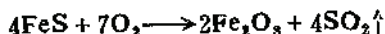
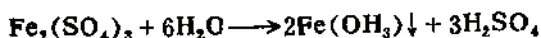
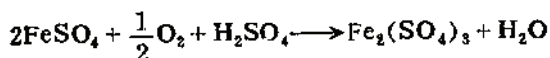
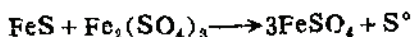
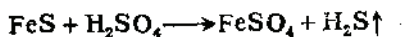
自然发火类型	发 火 矿 物	实 例
磁黄铁矿 发火型	磁黄铁矿为主, 还有黄铁矿等	铜官山矿松树山区, 在半氧化和次生硫化富集带内起火 西林铅锌矿在矿柱大崩落后起火 (加) 沙利文铅锌矿在矿柱 崩落后起火
黄铁矿发火型	黄铁矿 胶黄铁矿	向山硫铁矿在藤子富矿段的崩落区起火 捷克利铅锌矿大崩落后起火
顶板冒落后 “硫+硫”发火型	顶板含黄铁矿的黑色页岩冒落后 起火, 坑木自燃, 煤系页岩冒落后 起火	湘潭锰矿分层崩落后起火 普雷亚斯德铁矿顶板冒落后起火
矿石和围岩中 “硫磺发火型”	黄铁矿、顶板为炭染页岩	大厂长坡细脉带矿体, 采区冒通地表后起火

硫酸亚铁不稳定, 再氧化成硫酸铁之后, 再分解磁黄铁矿:



上述反应生成的 S° , 一部分升华而出 (一般在 120°C 左右) 成为元素硫 (或称单体硫)。

(3) 加拿大沙利文铅锌矿硫化物发火都发生在断层、大水流等破碎带。氧化发热最主要的矿物是磁黄铁矿。以下化学反应的结果是矿石发火的原因, 为简化起见, 磁黄铁矿取 FeS 形式:



(4) 上述化学反应是在复杂的条件下进行的。各个火区由于其矿物组成、破碎矿(岩)石所处的条件……等不同, 每一个火区都有自己的化学反应式。由于目前还无法实际探测发火过程, 因此化学反应的确切过程尚不得而知。但是从火区可以找到不同的化学反应的产物, 如:

硫酸盐——硫酸亚铁、硫酸铁、硫酸铜……;

矾类产物: 褐色沉淀 $\text{Fe}(\text{OH})_3$, 水绿矾等;

从火区流出的水中 SO_4^{2-} 离子急剧增加, pH 值降低;

气体产物最主要的是 SO_2 , 还有少量的 H_2S , CO 等;

元素硫的出现等等。

这些化学反应产物都可证明上述化学反应式的存在。而热量的产生和积聚是矿(岩)石从自热至自燃的根本原因。

18.2.2 内因火灾矿山的设计程序

18.2.2.1 自燃发火可能的初步判定

在新矿山设计时,当遇到高硫矿床或矿岩含硫又含碳时,应分析地质资料中的矿岩物质组份和岩矿鉴定资料,研究地质构造破坏与矿石类型的空间关系等。用类比法初步判定有自然发火可能的条件是:

(1) 矿床内既有成矿后的断层、破碎带、裂隙带,明显的流水带或硫化矿床有明显的分带现象,又有以下五项之一者:

致密块状磁黄铁矿型矿石;

致密块状黄铁矿型矿石;

磁黄铁矿、黄铁矿都有且含量较高;

矿石和围岩中既有黄铁矿又含碳;

可能崩落的顶板为煤系地层或炭页岩,且其中有黄铁矿细脉及浸染。

(2) 发现有经预氧化的磁黄铁矿、胶黄铁矿、白铁矿、元素硫等可能为首燃物的矿物;

(3) 矿石有明显的氧化结块性,在坑探坑道、民窿、老采区内或生产区设有温度异常的自热区段存在,或发现一定量的硫酸盐、水绿矾等自热氧化产物。

18.2.2.2 内因火灾矿山的设计程序

1. 可行性研究阶段

(1) 应对矿山能否自然发火作出估计;

(2) 提出作矿(岩)石自然发火倾向研究的采样、试验要求(如发现问题早,这一工作也可在地质勘探阶段进行);

(3) 就可能发火的条件对采矿方法选择、开拓和通风系统等如何考虑防灭火措施进行论证。

2. 发火倾向的试验研究

初步判定新建矿山有自然发火倾向时,应由矿山建设单位委托专门的科研机构,进行矿(岩)石自然发火倾向的试验研究。研究报告内容包括:

(1) 矿(岩)石的物质组成;

(2) 矿区内地质构造破坏的研究,矿物氧化程度;自热情况的现场调查分析;

(3) 各类矿岩的氧化速率、燃烧热值、燃点测定;

(4) 各类矿物自热—自燃的试验研究结果;

〔(3)、(4)项应与国内自燃矿山的样品同时作对比试验研究,以检查试验方法和手段是否正确可靠。〕

(5) 发火原因、发火机理、发火条件的研究;

(6) 开采时能否自然发火的结论意见。如有可能发火时,应对采矿方法和防灭火设计提出建议。

一般在研究报告确定有自燃可能之后,应由建设单位组织鉴定讨论会。评议试验方

法、手段是否正确,数据和论证是否充分有理,结论是否可靠。并对矿山防灭火工作提出建议。

3. 初步设计阶段

根据经审批的自然发火的试验研究报告和鉴定讨论会意见,编制专门的矿山防灭火设计,主要内容包括:

- (1) 矿山防灭火设计依据;
- (2) 对矿山开采中自然发火(区段、规模),防火的主要技术措施;
- (3) 选择采矿方法的防灭火论证;
- (4) 开拓、采准、通风设计中的防灭火措施;
- (5) 矿山预防性防火设施设计;
- (6) 火灾发生时的安全救护工作;火区开采中的防自爆,防毒气和防高温矿尘等危害的措施;
- (7) 火灾监测,工业卫生;
- (8) 矿山防灭火试验室、矿山救护队;
- (9) 其他。

4. 施工图阶段

按需要编制灌浆、灌液设施的施工图设计。

18.2.3 金属矿山自然发火征兆及预测

金属矿山的自然发火,由于燃烧物一般是硫化矿物,所以有大量的 SO_2 和 H_2S 产生,一般在塌陷坑可以观测到明显的冒烟现象。如大厂细脉带矿体火区,可以看到从地面塌陷坑,探井出来的滚滚浓烟到淡青色的气体, SO_2 浓度以几十到几百ppm,最浓处达1700ppm。在坑内也可以闻到火灾气味。如果有炭质页岩燃烧则冒出的气体中可以测到CO和 CO_2 。

硫化矿石在自热阶段也有 SO_2 产生。所以观测 SO_2 浓度,是金属矿山预测内因火灾和确定发火征兆的一种主要方法。

国外某些矿山采用的监测井下发火征兆主要仪表见表2-18-7。

监测井下自然的主要仪表

表 2-18-7

仪 表 名 称 及 型 号	用 途
SP-2307气象色谱仪	用以分析 CO 、 CO_2 、 SO_2 、 H_2S 等
束 管 法	煤矿用来监测井下自燃发火
“普诺贝艾”红外线热成像仪(英)	测温距离达75m,可检测0.1℃的受热物体
“649”型红外线热成像仪(英)	监测井下自燃
MEL1045型直读热成像仪(英)	同上
“卡瓦恩特”红外辐射指示仪(英)	同上

18.3 金属矿山内因火灾的预防措施

避免内因火灾,必须从开拓、采矿方法设计开始,在开采技术措施上和防治技术上采

取有针对性的措施。

18.3.1 内因火灾与采矿方法的关系

采矿方法选择得正确与否,在很大程度上决定着防灭火工作的成败。内因火灾矿山采用有关采矿方法回采的情况与措施见表2-18-8。

内因火灾矿山采用下列采矿方法回采的效果表

表 2-18-8

采矿方法名称	是否发火	必需的防灭火措施	效 果	应 用 矿 山
壁式崩落法	极易发火	灌浆或抢在发火期之前采完	安全回采	湘潭锰矿
分段崩落法	极易发火	灌 浆	安全回采	向山硫铁矿
	易 发 火	厚度 $<3\sim 6\text{m}$ 时,抢在发火期之前采完	安全回采	向山硫铁矿,第三共产国际矿(苏) 下耶若夫斯克矿(苏)
阶段崩落法	极易发火	灌浆,抢在发火期之前采完	安全性差 应改别法	杰格佳尔斯克矿(苏)
阶段矿房法 矿柱大量崩落	极易发火	灌浆,抢在发火期之前采完	同 上	西林铅锌矿(后改为胶结、水砂充填法)
壁式水砂充填法	安全回采	无		湘潭锰矿
胶结充填法	安全回采	无		西林铅锌矿,捷克利铅锌矿,盖斯克矿,“十月”矿
矿房干式充填法	安全回采	干式充填后,压浆胶结	安全回采	(苏)杰格佳尔斯克矿盖斯克矿

由表2-18-8可见,湿式水砂或胶结充填、干式充填、压浆胶结是一种可靠的防灭火采矿方法。但矿石品位不太高时,应通过技术经济比较来确定。而分段崩落法只要采取有效的防灭火措施,一次崩落矿石不多,出矿时间短,坑木消耗少,也可以做到安全生产。

有自热自燃(一般有氧化结块性)的矿石,切忌采用留矿法和大量崩落的采矿方法。如系小矿体或可以分隔开采的孤立矿体,则也可以采用空场法,但应控制一次崩矿量。不论哪种采矿方法的采场,回采结束后,要及时密闭,切断风流,隔绝漏风。

18.3.2 内因火灾矿山的开拓、采准布置原则

内因火灾矿山的开拓采准布置,需满足下列要求:

(1) 每个阶段和每个采区都应有二个能随时通行的安全出口;阶段高度不宜过高,坑内应尽量避免采用坑木支护;

(2) 在确定开拓方法、提运方式、井筒数量和布置时,应尽量采用多井筒分散布置,优先采用无轨斜坡道或斜井的联合开拓形式,尽可能实行分区通风,以减少矿井总负压和向采空区的漏风,反风装置要可靠。

(3) 阶段运输巷道和沿脉巷道应尽可能布置在不可燃的底或顶盘围岩内。厚大矿体最好能布置成盘区环形坑道,利于隔离某一采区,而相邻采区能正常生产。尽量避免在能发火的矿体内布置脉内坑道,减少超前切割量和矿柱矿量,以减少氧化发火的机会;

(4) 一般采用后退式回采,并力求缩短采准坑道的维护时间,力求减小矿山地压,

保持矿体的完整性,缩短采场的回采周期。

18.3.3 防火与综合开采技术措施

(1) 合理划分采区,矿块尺寸,实行“三强”开采,使矿石在氧化自热、自燃之前就结束回采工作,并立即封闭采空区。

(2) 减少和控制一次崩矿量,因一次崩矿量过大,易引起自热和自燃。矿石在坑内积存时间不得超过发火期的 $\frac{1}{3} \sim \frac{1}{4}$;

(3) 对于坑内积存的可以发火的矿石,应定期清理,减少矿石损失,避免矿石损失积存在采空区自热和自燃;

(4) 尽量减少坑木消耗,避免与丢失在采空区的硫化矿石混合,成为最危险的发火可燃物。

内因火灾矿山综合防灭火措施应用情况如表2-18-9。

内因火灾矿山综合防灭火措施应用表

表 2-18-9

综合防治措施	向山硫铁矿	铜官山矿 松树山矿	湘潭钨矿	日本 下川铜矿	阿尔巴尼亚 普雷亚尼斯 镍铁矿
灌水、密闭、糊泥灰土	同 左	同 左	同 左	同 左	封闭,无效则糊泥
合理的通风系统	同 左	同 左	同 左		
“三强”开采	同 左	同 左	同 左		
减少矿损、坑木消耗	同 左	同 左			
采准巷道布置在不燃围 岩中		同 左			同 左
消除空区		同 左			
防止矿柱塌落				同 左	
在发火期之前采完			同 左		同 左
更改采矿方法			二期改为壁式 水砂充填	水力充填废石	

18.3.4 火灾矿山通风方式选择,完善通风系统和均压通风防(灭)火

18.3.4.1 正确选择通风方式,完善通风系统

(1) 自然发火的矿山,应采用压入式或压抽混合式的通风方式。因抽出式通风会使火区有毒气体和高温矿尘容易溢入工作面,严重恶化工作面的作业条件,并使主扇遭受酸雾快速腐蚀;

(2) 每一生产阶段,应设置单独的回风道,便于控制风流,隔绝火区;

(3) 应经常检查回风风路,尽量减少向采空区的漏风;

(4) 正确选定辅扇,调节风门、风墙和风桥等通风构筑物的设置地点,并加强日常维护管理,避免向采空区漏风。

18.3.4.2 均压通风防灭火

均压(即调压)法防灭火,是在保证回采工作面有足够风量的前提下,调整回采工作面与采空(崩落)区之间的压力,使其压差接近于零,减少或杜绝采空区的漏风,以抑制采空(崩落)区内矿(岩)石自热自燃的发展,达到防灭火的目的。

1. 均压法通风防灭火原理

根据漏风阻力定律,

$$\Delta h = RQ^n$$

即

$$Q = \sqrt[n]{\frac{\Delta h}{R}} \quad (2-18-1)$$

式中 Δh ——漏风风路两端的压差, Pa;

R ——漏风风路的风阻值, $N \cdot s^2 \cdot m^{-3}$;

n ——漏风风路的流态指数, $n=1 \sim 2$;

Q ——漏风风量, m^3/s 。

n 值由风流通过漏风物的孔隙情况而定, 孔隙越小, n 值就趋近于1, 当采取减少通道、双层密闭加充填等密闭措施后, n 值可取1, 则:

$$Q = \frac{\Delta h}{R} \quad (2-18-2)$$

上式说明压差愈大, Q 愈大。若密闭墙两侧同处于进风侧, 处于均压状态, 即 $\Delta h \rightarrow 0$ 。则 $Q \rightarrow 0$ 。这样基本能杜绝漏风, 再加其他综合防治措施, 就可在防灭火上取得好的效果。

2. 几种调压(均压)的方法

- (1) 利用局扇和调节风窗调节(均衡)压力;
- (2) 利用主扇的总风压和调节风窗来调节和均衡压力;
- (3) 利用风筒使压力均衡;
- (4) 利用巷道和调节风窗来调节压力;
- (5) 利用局扇, 调节风窗, 并联风路实现调节和均衡压力。

3. 作法

在密闭墙与火区之间做一道带调节窗的墙, 其间称为“压力室”。通过局扇、主扇总风压, 用风筒或风管联通压力室, 就能达到均压目的。

4. 实例

大同矿务局煤峪口矿设计采煤能力150万t/a, 近几年, 旧采煤层多次发火至1982年先后形成火区五处, 总面积达60.36万 m^2 , 采用均压防灭火, 效果较好。通过封堵通往火区和各层采空区的进风通道, 加固整修漏风密闭墙; 移动位置不当的调节门, 建立调风压气室, 利用连通管调压, 消除主扇风机对火区的不良影响, 改进通风系统, 调整主扇工况, 火下开采工作面采取以总风压为主的局部调压等形成一个均压防灭火方案。该方案实施前后13个火区密闭点的温度、压差、气样分析见表2-18-10。

18.3.5 预防性灌浆

18.3.5.1. 预防性灌浆的意义

实践证明, 灌浆是阻止矿(岩)石氧化、自热、自燃的一种可靠手段, 也是自然发火矿山用崩落法开采的一道必备工序。它是将灌浆材料——亚粘土或亚矿土及页岩磨细, 发电厂炉灰等按适当固液比制成泥浆, 利用井上、下高差或借助泥浆泵或砂泵, 通过输浆管道灌注到可能自燃的采空(崩落)区或其他可能发火的地点, 达到预防矿(岩)石自燃的

表 2-18-10

爆炸口矿均压防灭火方案实施前后比较表

测 定 地 点	实 施 方 案 前						实 施 方 案 后							
	温 度 (℃)	密 闭 墙 内外压差 (Pa)	CH ₄ (%)	CO ₂ (%)	CO (%)	O ₂ (%)	N ₂ (%)	温 度 (℃)	密 闭 墙 内外压差 (Pa)	CH ₄ (%)	CO ₂ (%)	CO (%)	O ₂ (%)	N ₂ (%)
11° 层西一风井底1号闭	55	284	0.5	15	1.10	3.5	79.90	24	98	0.13	15.10	0.34	4.56	79.87
11° 层西一风井底3号闭	21	256	0.1	3.77	0	15.40	80.73	17	206	0.52	11.24	0	8.64	79.67
12° 层501巷8号闭	17.5	175	0.006	1.96	0	18.2	79.834	18	39	0.001	1.02	0	18.48	80.493
12° 层501巷10号闭	17	802	0.01	1.54	0.0015	18.40	80.045	18	59	0.008	1.10	0	19.20	79.892
12° 层501巷12号闭	17.5	341	0.26	10	0.01	7.9	81.84	17	98	0.003	1.30	0	18.72	79.977
11° 层370水平22号闭	17	-235	0.003	0.09	0	20.24	79.667	14	0	0.002	0.11	0	19.40	80.488
11° 层西配巷15号闭	17	20	0.08	0.5	0	19.36	80.06	17	0	0.01	0.20	0	19.26	80.53
12° 层303盘区15号闭	16	265	0.005	0.1969	0.0009	19.58	89.2376	18	0	0.007	0.97	0	18.24	80.783
12° 层303盘区26号闭	31	274	0.345	6.6534	0.569	19.40	73.0326	31	-39	0	16.03	0.02	4.00	79.85
14° 层303盘区2号闭	21	20	0.08	3.40	0.004	14.40	82.116	18	10	0.01	2.81	0	17.11	80.07
14° 层303盘区4号闭	19	0	0.20	4.80	0.05	14.40	80.55	16	78	0.02	5.32	0	14.44	80.22
14° 层303盘区11号闭	19	10	0.04	0.30	0.003	19.40	80.257	17	0	0.007	0.19	0	19.76	80.043
14° 层501巷TK-8	15							19	0	0.02	0.98	0	18.24	80.75
绝对平均值	23.08	282.5	0.1349	4.0175	0.14497	15.0967	80.8087	18.62	48.2	0.0588	4.3369	0.02769	15.3885	80.1874

目的。

18.3.5.2. 预防性灌浆的优点

(1) 灌入的泥浆能将残留在崩落区的矿石表面或矿柱壁包裹起来, 填满岩块间的空隙, 以隔绝空气;

(2) 能防止矿石氧化, 冷却矿(岩)石, 减少漏风;

(3) 它是内因火灾矿山用崩落法开采的安全保障。

18.3.5.3. 预防性灌浆存在以下问题

(1) 灌浆区必须停产, 大大减少了同时开采的面积, 影响矿山生产能力;

(2) 增加灌浆工序, 使回采工艺复杂化;

(3) 在极厚矿体应用时, 需在塌陷区打灌浆钻孔, 安全性差;

(4) 恢复生产时, 清泥工作量大;

(5) 若不定期进行灌浆, 可能复燃。

18.3.5.4 做好预防性灌浆的措施

(1) 必须配备打钻、灌浆的设备和人员;

(2) 有火灾征兆或经常发火的采区, 应有计划的定期灌浆;

(3) 对自然发火, 复燃频繁的采区, 究竟隔多少时间或采几个分段后再灌浆, 需要根据各个矿山的具体情况而定。

18.3.5.5 实例

(1) 东坡有色矿金狮岭矿区是含铅锌的贫铁矿床。矿石氧化自燃严重, 在1958年对四、五层一次预防性灌黄泥浆4000m³, 灌浆率50%, 实灌2000m³, 黄土700m³, 达到了预期效果。

(2) 向山硫铁矿3探1采区粉状贫铁矿, 发火征兆明显, 1963年7月对该区密闭灌浆, 从地表共打钻孔11个, 总深289m, 灌入泥浆3805m³, 防止了火灾发生, 1964年3月移交生产。

东坡有色矿金狮岭矿区和向山硫铁矿3探1采区灌浆前后的测试资料见表2-18-11。

(3) 甘肃窑街矿务局采用黄泥灌浆已有28年的使用历史, 其主要技术措施和经济指标如表2-18-12。

灌浆前后变化情况表

表 2-18-11

矿 区	参 数	灌 浆 前	灌 浆 后
东坡有色矿金 狮岭矿区五层	空气温度(℃)	31.8~33	25~25.5
	空气中 SO ₂ 含量(%)	0.00012~0.003	无
	水的 pH 值	1~1.25	2.5~3.0
向山硫铁矿 3探1采区	空气温度	60℃	36℃
	SO ₂	0.004~0.005%	0.001%
	CO	0.01~0.02%	0.0047%
	CO ₂	1~2.5%	0.2%
	空气含氧量	11~13%	19%

18.3.6 预防性灌浆和阻化剂防火

18.3.6.1. 灌石灰水防火

在厚大矿体的连续回采区需要防火时, 由于不能实行停产密闭灌浆, 而采用敞开式灌

甘肃窑街矿务局灌浆灭火情况表

表 2-18-12

原煤产量 ($\times 10^4$ t/a)	黄土制浆 能力 ($\times 10^4$ m ³)	发火情况	灌浆制度	灌浆方式	灌浆区脱水时间		灌浆 系数 (m ³ /t)	吨煤 灌浆 成本(元)
					自然脱水 (天)	人工脱水 (天)		
250	65	煤着火点 280°~326℃ 发火期 3~6月 最短28天 1949~1983年 发生火灾 442次	(1) 采前预灌 (2) 随采随灌 (3) 采后封闭	(1) 密闭注浆 (2) 钻孔注浆 (3) 埋管注浆 (4) 明管洒浆	约30	最快 8~10	0.25 m ³ /t	0.5~0.6

石灰水防火。如大厂细脉带矿体上部无底柱分段崩落法采区,由于实行定期大量全面灌石灰水,收到了防止火区扩大和灭火降温的效果,如表2-18-13。实践证明。敞开式大量灌注石灰水,开泵后15~30分钟,坑内进路大量下水,停泵后半小时到一小时,进路内就基本无水。采用这种分区计划灌石灰水,可以不影响生产,能实行边采边灌。

灌石灰水防灭火效果表

表 2-18-13

项 目		1981年~1982年11月	局部灌石灰水
		全火区灌石灰水	
灌石灰水方法		在火区上部定期、全面大量灌石灰水	在进路内向崩落区打钻孔,穿透矿体0.5~2m
灌石灰水情况		灌石灰水 43 万 t 其中石灰 91 t, 食盐 5 t	灌石灰水
灌石灰水效果	孔 温	132.8℃降到65.35℃	110°~180℃降到60℃左右
	进路口出水 pH 值 SO ₂ 浓度	70°~88℃降到37℃ 由 1 上升到 2~4 坑内、地面塌坑钻孔内均降到 5 ppm 以下	
采出高温矿石		20万 t	

大厂细脉带矿体灌石灰水灭火的经验

(1) 大量灌石灰水在前三个月是有效的,孔温、出水温度、酸度明显大幅度下降,三个月后,可暂停灌液;

(2) 停止灌石灰水不能超过六个月,否则又会死灰复燃;

(3) 大量灌水或灌石灰水后,地面冒烟和毒气下窜现象可暂时消除。

18.3.6.2 阻化剂防火

阻化剂是目前国内外正在研究和试验的一种防止自燃火灾的新方法,它对缺水、少黄土地区井下防灭火有重要现实意义。

1. 阻化剂防火原理

一般将阻化剂液灌注到采空区、崩落区、矿柱裂隙等易于自燃的地点,阻化剂粘附于

矿(岩)石的表面,构成液膜,阻止矿石的氧化,降低矿石的氧化能力,起到防火作用。

2. 阻化剂的种类

目前常用的阻化剂有:氯化钙(CaCl_2)、氯化镁(MgCl_2)、钙镁合剂、氯化镁废液和炼镁槽渣等。国内外常用的阻化剂种类见表2-18-14。

阻 化 剂 种 类

表 2-18-14

名 称	使 用 情 况 及 效 果
氯化钙 (CaCl_2) 氯化镁 (MgCl_2) 氯化锌 (ZnCl_2)	氯化钙(CaCl_2)、氯化镁(MgCl_2)、氯化锌(ZnCl_2)均为良好阻化剂,尤以氯化锌阻化效果最佳 经试验, ZnCl_2 20%,阻化率可达80~93.78%,氯化钙,氯化镁,氯化锌,氯化铝对烟煤的阻化效果见表2-18-15
石灰乳 $\text{Ca}(\text{OH})_2$	石灰水浓度一般为5~12%,贵州六枝矿用 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 3%作井下防火试物,阻化效果良好 苏联用5~12%浓度的石灰水,用孔深5m,压力为 $15 \times 10^5 \text{ Pa}$ 的高压进入煤体。处理煤柱,取得良好效果 经对湖南杨梅山矿的高硫煤试验结果证明 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 20%起阻化作用, $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 10%则起催化作用
水玻璃	经过江西萍乡青由矿,湖南杨梅山矿高硫煤阻化效果试验,水玻璃阻化效果良好,国外有采用氯化钙:水玻璃=1:1配成浓度20~50%的溶液,对发热的浮煤进行喷洒取得良好效果
亚磷酸酯与二氢氧三烷基酯	美国应用50~58%的亚磷酸酯与15~20%的二氢氧三烷基酯的混合液作阻化剂,有效地防止了煤炭氧化,而阻化剂用量仅是处理煤量的千分之一左右
四硼酸氢钠	澳大利亚应用四硼酸氢钠粉状物和水溶液向煤矿老窿发热区喷洒,取得良好的效果
“德办T” (脂肪族氨基磺酸铵)	日本曾在实验室找出了湿润煤体能力最高的表面活性剂,其中“德办T”是阻化效果最好的一种。经煤层灌注,阻化效果较显著
其他阻化剂	造纸厂的氯化锌废液,化工厂的氯化镁废液,铝厂的炼镁槽渣以及石油产品的碱乳浊液等

3. 阻化剂的应用

利用阻化剂防止井下自燃发火在许多国家已进行了试验和应用。我国对褐煤,烟煤和易发火的高硫煤进行了大量的氧化和阻化试验,并在辽宁平庄、沈阳两矿区井下进行了阻化剂防火试验,取得了较好效果。抚顺矿区和乌鲁木齐矿区应用阻化剂防止煤炭自然发火,也取得了很好的效果,见表2-18-15。

阻化剂与灌黄泥浆灭火主要技术指标比较见表2-18-16。

18.3.7 其他灭火措施

用液氮扑灭井下火灾,在我国还属试验研究阶段,实践还少。在国外已成为成功的方法,其作法是将液氮压入(采空区)火区,例如苏联普里皮也夫斯基煤炭公司的4号煤层,液氮通过软管和钻孔进入采空区,总共消耗50t液氮,依靠围岩的热量发生气化形成43000m³的惰性气体,气态氮驱使采空区混合气体通过采区塌陷裂缝流出地表,带走了火区的热量和CO。注氮20天,井下密闭附近和地面钻孔中CO降至零。将地面裂缝填实再次

恢复生产直到采完, 没有发现火区活动的征兆。

氯化钙氯化镁氯化锌氯化铝对烟煤的阻化效果

表 2-18-15

矿 名	煤 种	阻 化 剂			阻 化 率 (%)
		名 称	浓 度 (%)	用 量 (mL)	
抚顺老虎台矿	气 煤	CaCl ₂ (工业)	20	45	56.2
		ZnCl ₂ (化学)	20	45	88.0
辽宁 八道壕煤矿	长焰煤	CaCl ₂ (工业)	20	45	86.0
		MgCl ₂ (工业)	20	45	85.6
南票 邱皮沟煤矿	长焰煤	AgCl ₂ (工业)	20	45	65.4
		MgCl ₂ (工业)	20	45	81.0
新疆 苇湖梁煤矿	长焰煤	CaCl ₂ (化学)	20	45	65.6
		ZnCl ₂ (化学)	20	45	83.7
甘肃 阿干镇煤矿	长焰煤	CaCl ₂ (工业)	20	45	72.6
陕西 铜川燕坪煤矿	长焰煤	CaCl ₂ (工业)	20	45	65.7
阜新东梁煤矿	长焰煤	CaCl ₂ (工业)	20	45	70.7

注: 煤样70g, 粒度0.35~0.65mm, 空气流量160mL/min100℃ 5h。

阻化剂与灌浆防火比较表

表 2-18-16

比 较 项 目		阻化剂防火	灌 浆 防 火
防 灭 火 情 况		在部分煤矿试用, 防火效果 好	在金属矿山和煤矿应用防火效果均好
单 位 消 耗 量		69kg/t (0.07m ³ /t) 29kg/t (先注水)	0.25m ³ /t
单 位 消 耗 量		12m ³ /kt	300~400m ³ /kt 100~120m ³ /kt (循环供水)
经 济	投 资 ^① 单位成本 ^②	0.9193万元 0.328元/t	131.069万元 0.42元/t
优 缺 点 比 较		优点: (1) 防火效果好; (2) 不需停产、封闭, 对生产影响少; (3) 对井巷污染相对少; (4) 耗水少, 不要黄土 (5) 工艺简单, 成本低 缺点: (1) 在金属矿山尚缺乏使用经验	优点: (1) 黄土可就地取材; (2) 能填充发火物空隙, 封闭、隔离火区; (3) 在金属矿和煤矿都有成熟的经验。 缺点: (1) 灌浆时要封闭巷道, 影响生产; (2) 制浆系统投资较高; (3) 耗水量大。

① 摘自阿干镇煤矿资料, 表中投资为某项防火费用;

② 表中单位成本为铜川矿务局资料。

18.4 预防性灌浆设计

18.4.1 防火灌浆设计依据和内容

18.4.1.1 基础资料

(1) 矿(岩)石自然发火倾向试验研究报告,其中包括:各种类型矿(岩)石含硫量、含碳量,矿物组成,矿石组织结构,能够自然发火和不能自然发火的矿(岩)石种类,发火期等论证及测试资料;

(2) 能够自然发火的矿体或采区的位置和赋存要素;

(3) 矿山开拓、通风、充填系统,采矿方法,采准和采区布置等图件;

(4) 矿山规模、火区产量,矿山工作制度;

(5) 可选灌浆材料的质量,数量、开采条件及采土场与井口,窿口工业场地的位置关系。灌浆材料开采场的地质和勘察资料等。

18.4.1.2 防火灌浆设计主要内容

(1) 灌浆方法及系统的选择论证;

(2) 灌浆材料选择;

(3) 灌浆材料开采、运输,泥浆制备工艺流程,泥浆厂设备配置;

(4) 坑内灌浆方法,注浆点网度及灌浆参数计算(每日灌浆量、用水量、用土量;一次灌浆总量、时间……);

(5) 灌浆管道系统和管道布置设计,灌浆管道(管径,壁厚)计算,泥浆泵选型计算;

(6) 灌浆工程布置及工程量(坑道和钻孔)计算;

(7) 预防性灌浆投资概(估)算,成本估算;

(8) 绘制灌浆系统图,灌浆管道系统图,密闭、隔墙等图纸;

(9) 预防性灌浆设施设备表:包括粘土采掘场,泥浆厂,输浆管道,供水管道,穿孔及其他设备。

18.4.2 预防性灌浆系统及方法

灌浆系统可根据矿体埋藏条件、采区分布位置、灌浆量的大小和取土距离等条件,采用集中灌浆或分散灌浆两种方式,通过技术经济比较选取。

灌浆方法与发火矿体的采矿方法及采区位置密切相关。

发火矿体如埋藏较浅,距地表在100m以内,通常可以通过地面打钻孔,甚至在崩落区内打钻孔的方法进行预防性灌浆。如果矿体距地面100m以上时,一般应采用类似充填管道系统的方式,通过灌浆管道至井下发火矿体附近,再采用坑内打钻孔或从脉外、脉内坑道和专门的灌浆坑道,构筑密闭隔墙,对采空区或崩落区进行预防性灌浆。

18.4.2.1 采后灌浆

金属矿山多采用此法,在采区或其一翼采完后,将整个采区封闭灌浆。灌浆工作在时间和空间上与回采工作分开进行。

在采空崩落区的周围通过石门、平巷、天井向采空区打钻孔，灌浆之后，在未采区周围形成一个泥浆防护带。

钻孔间距一般为15~20m。

急倾斜或厚大矿体分阶段回采时，用阶段崩落或矿柱大量崩落法，该矿体的整个阶段采完封闭后进行灌浆，灌浆高度15~20m。如苏联乌拉尔的一些铜矿，预防性灌浆后就可使下阶段回采时不致发火。捷克嘉尔矿一次防火注泥浆5~8万m³，时间20~25天。两次注泥时间间隔2~3年，下部中段崩落法回采时增温量为每月0.33~1.5℃，注泥防火是成功的。

泥浆在采空区内的流动距离，决定于矿体的倾角，冒落岩石的岩性，冒落时间和泥浆浓度，一般泥浆流动距离可达60m以上，但如为泥质页岩一般只有30m左右。

18.4.2.2 随采随灌

多用于缓倾斜薄矿层壁式崩落法。随着工作面的推进，同时向采空区灌注泥浆。在灌浆工作中，灌浆与回采保持有适当距离，以免灌浆影响回采工作。

打钻灌浆：在运输巷、风巷或专门开凿的灌浆坑道内每隔10~15m向采空区打钻灌浆。钻孔直径75mm，灌浆钻孔必须打到已冒落的采空区内2~6m，并在打完钻孔后立即下套管以利灌浆。

随采随灌也可采用预埋管灌浆方法。放顶前沿回风道的采空区预先铺好灌浆管，一般预埋5~8m钢管。预埋管一端通采空区，一端接胶管，胶管长一般20~30m，放顶后立即开始灌浆，随工作面的推进，按放顶步距用回柱绞车逐渐牵引灌浆管，牵引一定距离灌一次浆。

18.4.3 灌浆参数计算及选择

18.4.3.1 灌浆系统工作制度

(1) 年工作日一般为300天。灌浆任务不大的矿山，亦可组织“季节性”工作制度，即在需要灌浆的几个月内连续工作。

(2) 每天工作班制视发火严重程度而定，一般为二班制，纯灌浆时间每天为10小时；发火严重时需三班连续灌浆，按15小时计。

18.4.3.2 灌浆需土量

(1) 年需土量为

$$Q_a = e\varepsilon V \quad (2-18-3)$$

式中 Q_a ——年需土量，m³；

e ——泥浆漏失系数， $e=1.05\sim1.2$ ，与密闭的质量有关；

ε ——需注浆崩落区的孔隙度，参见表2-18-17；

V ——需注浆崩落区的体积，与火区的规模、采矿方法、灌浆材料等有关，一般为采出矿石实体的0.3~0.5（据苏联专家讲学资料）。

(2) 年需土量也可按下式计算：

$$Q'_a = kV_c \quad (2-18-4)$$

式中 Q'_a ——年需土量，m³；

V_c ——发火矿体的年采空区体积，m³；

乌拉尔铜矿 ε 实验值表

表 2-18-17

矿体厚 (m)	倾角 (°)	ε 与回采结束时间长短的关系				
		1 月	6 月	6 月~1 年	1~5 年	>5 年
8~20	40~90	0.7~0.6	0.4	0.4~0.3	0.3~0.1	0.1~0.05
>20	40~90	0.7~0.6	0.4	0.4~0.3	0.3~0.05	0.05~0.02

k ——为灌浆系数，金属矿山 $k=0.1$ 左右。

干式充填法在进行预防性灌浆时，需要灌浆的容积可按（1）充填未接顶的顶板空间容积；（2）与灌浆区连通的坑道容积；（3）充填料的空隙率（见表 2-18-18）进行计算。

充填料的空隙率（干式充填）

表 2-18-18

	充 填 料 名 称	松散系数	空 隙 率
1	砂，亚粘土	1.08~1.07	0.08~0.07
2	黄土，土状亚粘土，中粒和细粒砾石 <15mm	1.20~1.30	0.2~0.3
3	砂和植物土、带砾石的腐植土和亚粘土	1.14~1.28	0.14~0.28
4	肥粘土，带砾石砾石的砂质粘土和粗砾石	1.24~1.30	0.24~0.3
5	油性粘土，含40%以下的砾石和巨砾亚粘土	1.26~1.32	0.26~0.32
6	泥质页岩，含有巨砾的粗砾石泥质页岩蛋白土	1.33~1.37	0.33~0.37
7	页岩，石灰岩，泥质胶结砂岩，灰质胶结砾石，石膏	1.30~1.45	0.30~0.45
8	各种坚硬岩石	1.45~1.50	0.45~0.5

18.4.3.3. 日取土量

$$Q_d = \gamma m \frac{Q_a}{n} \quad (2-18-5)$$

式中 Q_d ——日取土量， m^3 ；
 γ ——取土系数，一般为1.1~1.3；
 m ——富余系数，为2~3；
 Q_a ——年取土量， m^3 ；
 n ——年工作天数。

18.4.3.4 灌浆固液比的确定

灌浆固液比与灌浆目的是充填空隙还是包裹矿岩块、灌浆方式、输浆倍线和灌浆材料性质等有关，必要时通过试验确定。

几个矿山灌浆的固液比见表2-18-19，2-18-20。

18.4.3.5 用水量

日制浆用水量为：

$$Q_{w1} = Q_d \delta \quad (2-18-6)$$

式中 Q_{w1} ——日制浆用水量， m^3/d ；
 δ ——固液比的倒数。

日灌浆用水量为：

几个矿区预防性灌浆的固液比

表 2-18-19

序号	矿 区	时 间	固 液 比	灌 浆 情 况
1	向山铁矿 3探1采区	1963年 7~8月	1:6	11个钻孔向崩落区灌泥浆3806m ³
2	铜陵松树山 铜矿老硐, 5, 6矿块	1964年 9~12月	1:3~3.5	2个钻孔向老硐灌泥浆1955m ³
3	铜陵松树山5m阶段, 2号矿柱	1965年 10, 11月	1:11	4个钻孔向采场灌泥砂浆7817m ³
4	苏 联 捷克嘉尔铜矿	1948~1953年	1:1.3~1.5	地面钻孔灌泥浆50万m ³
5	苏 联 捷克嘉尔	五十年代	1:1~1.2	在坑内由下向上时崩落区压力灌浆, 灌采出矿量的10~25%

我国几个煤矿的灌浆固液比

表 2-18-20

矿 井 名 称	一 般	夏 季	冬 季	说 明
窑街局一矿 窑街局二矿	1:3 1:3	1:2~1:3 1:2~1:3	1:3~1:4 1:3~1:4	加压注浆时为1:5~1:6 二号井与四号井条件相同
石嘴山局一矿 石嘴山局二矿	1:7~1:8 1:6~1:6		1:10	引黄河水灌浆
大 同 局	1:5		1:6	
开滦唐山矿 开滦赵各庄	1:7~1:8 1:7~1:8	1:7 1:5	1:10 1:8~1:10	电厂炉灰灌浆
江源局		1:5~8	1:10	煤层倾角10°~25°, K ₁ 1:5~6 煤层倾角25°~40°, K ₁ 1:3~5
枣庄张庄矿	1:5	1:4	1:6	
淮 南 谢家集二、三矿	1:3	1:2	1:4	地面加压输送
芙蓉杉木树煤矿	1:4~1:6			页岩制浆

$$Q_{w2} = K_w Q_d \quad (2-18-7)$$

式中 Q_{w2} ——每日灌泥浆用水量, m³/d;

K_w ——用于冲洗管路, 冲刷地板等备用系数, $K_w = 1.2 \sim 1.5$ 。

如果崩落区内已经发热, 在预防性灌浆前应该大量灌水; 灭火灌泥浆前需大量地灌水降温, 故设计供水系统时, 应留有足够的余地。

18.4.4 灌 浆 材 料

18.4.4.1 对灌浆材料的要求

- (1) 颗粒应小于2mm, 而细小颗粒50~5μm (0.05~0.005mm) 者应不少于60%。
- (2) 主要物理性能指标

密度为 $2.30 \sim 2.80 \text{ t/m}^3$;

塑性指数 $I_p = 5 \sim 23$;

胶体混合物不超过 $30 \sim 35\%$ (MgO 含量);

容易脱水并具有一定的稳定性。

(3) 不含(或含极少)可燃物。

18.4.4.2 灌浆材料的选择

矿山常用的防灭火灌浆材料,一般多用亚粘土、亚砂土(轻亚粘土)。因它容易输送,容易脱水,具有可塑性和一定的稳定性。在缺粘土的矿区可利用页岩制浆或利用发电厂炉灰等代替。土的分类和各项指标如表2-18-21。

各 类 土 的 各 项 指 标

表 2-18-21

土的名称	密 度	容 重 t/m^3		塑性指数 I_p	粘粒含量 $< 5\mu\text{m}$
		中 实	密 实		
粘 土	2.74	2.05	2.1	$I_p > 17$	30~60%以上
亚 粘 土	2.71	2.00	2.1	$10 < I_p < 17$	10~30%
轻亚粘土(亚砂土)	2.70	1.95	2.0	$3 < I_p < 10$	3~10%
砂	2.66	1.92	2.0	0	< 3%
		1.94	2.0		
		1.98	2.05		

泥浆材料应避免使用纯粘土、纯砂土、岩石风化土、含腐植质很多而密度很轻或含大块泥团的粘土和胶体混合物含量大于30%的粘土。

18.4.5 泥 浆 制 备

金属矿山泥浆制备与煤矿不同,煤矿的泥浆多用水枪采制,泥浆浓度很小,固液比为 $1:7 \sim 1:14$ 。金属矿山泥浆固液比多为 $1:1 \sim 1:3$ 。因粘土粒带负电,而煤块本身带正电荷,煤表面容易附上一层粘土泥浆薄膜,达到隔离氧气作用。而金属矿山黄铁矿块带负电荷,难附上粘土薄膜,需把采空区矿岩的空隙充满。在满足输送、易于扩散的前提下,泥浆浓度越稠越好。

泥浆制备系统一般流程是:采掘泥土→运送泥土到泥浆厂→泥浆厂制浆→泥浆输送→注浆。

18.4.5.1 泥浆厂

泥浆厂一般可分贮仓设施,搅拌设施和泥浆泵(或砂泵)输送三部分。

1. 贮土场

容量按 $5 \sim 10$ 天用土量计算。用电耙或推土机将黄土送进 $3 \sim 10 \text{ m}^3$ 料仓,料仓上设控制格筛,筛上部分送排弃场舍弃,筛下部分由给料机和胶带机输送到泥浆搅拌池。

2. 泥浆搅拌池

1) 泥浆搅拌方式

分为卧式泥浆搅拌机和泥浆搅拌池上机械搅拌两种。前者适用于灌浆量较小的矿山,制浆规模大的多采用搅拌池机械搅拌。机械搅拌按其机械的运动方式,又分为固定式和行

走式两种。

2) 泥浆搅拌池的容积

泥浆搅拌池的容积一般按2h灌浆量计算。

3) 泥浆搅拌池布置

泥浆搅拌池宜分成两格，轮换使用，且向出口方向有2~5%的坡度。在泥浆出口处须设置竖格筛，并有运送渣料的小车或矿车。

图2-18-1为淮南矿务局大通煤矿泥浆厂泥浆搅拌池布置图。矿井灌浆站设在工业场地的副井附近，水源为井下排出的废水，由工业场地以外采土场采下的土，经专用轨道将黄土运至泥浆厂倒入泥浆搅拌池内。

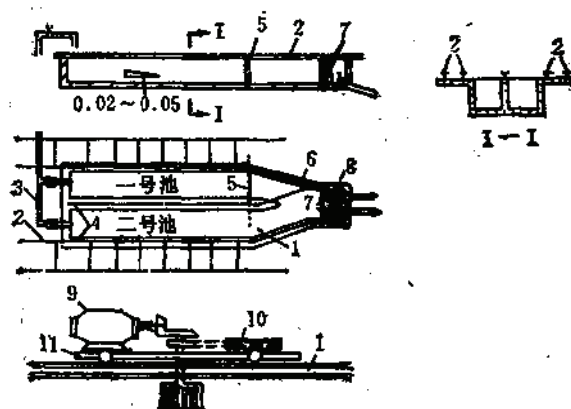


图 2-18-1 泥浆搅拌池布置

1—泥浆搅拌池；2—窄轨铁路；3—供水管；4—搅拌机轨道；5—隔板；6—道岔；7—竖格筛；8—管头筛；9—电动机；10—胶带轮；11—平板车

泥浆池采用料石砌筑，分为两格，一池存土浸泡，一池进行搅拌，轮换使用；泥浆池池身长20m，宽1m，深1m。

黄土经浸泡2~3小时后，待土质松软即可进行搅拌，泥浆搅拌机为行走式。泥浆浓度由供水管的控制阀调节。泥浆搅拌均匀后，经泥浆池出口通过两层孔径分别为15mm和10mm的过滤筛流入灌浆管，然后送至井下灌浆地点。

3. 泥浆搅拌机

(1) 固定式泥浆搅拌机见图2-18-2。

(2) 行走式泥浆搅拌机由电动机、减速器、行走机构和搅拌机构四部分组成，如图2-18-3所示。此种搅拌机采用者较多。其搅拌机技术规格见表2-18-22。

4. 集泥池

为便于泥浆泵吸送泥浆，应备有集泥池。集泥池根据矿井具体条件就地取材，砌筑而成。

集泥池大小，一般按泥浆泵10min吸泥能力作为计算依据。

集泥池上应设格筛，集泥池底部应有5~10%的坡度。

集泥池深一般为5~6m。

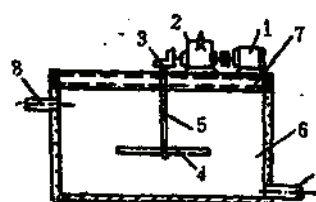


图 2-18-2 固定式泥浆搅拌机

1—电动机；2—减速器；3—伞齿轮；4—叶片；
5—轴；6—泥浆搅拌池；7—机架；8—进浆管；
9—出浆管

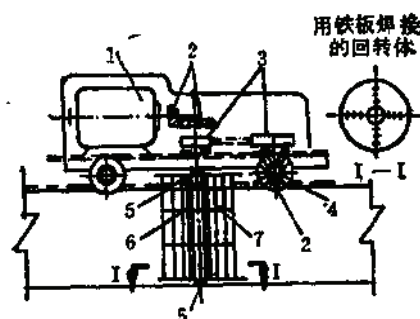


图 2-18-3 行走式泥浆搅拌机

1—电动机；2—伞齿轮；3—胶带轮；4—行走轴；
5—法兰盘；6—铁管；7—回转体

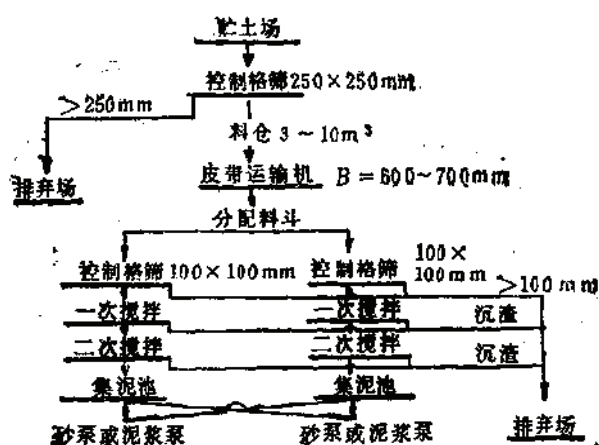
行走式泥浆搅拌机技术规格

表 2-18-22

功率 (kW)	电压 (V)	转速 (r/min)	搅拌能力 (黄土) (m ³ /h)	搅拌轮 叶转速 (r/min)	高度 mm	宽度 mm	轴距 mm	轨距 mm	长度 mm	行走速度 m/min
10	220	105	30	65	980	1100	780	1340	2730	25

18.4.5.2 泥浆厂的工艺流程

(1) 苏联产量为300m³/d泥浆厂工艺流程如图2-18-4。

图 2-18-4 300m³/d泥浆厂流程图

(2) 松树山矿区50m³/d泥浆厂工艺流程如图2-18-5。

松树山泥浆厂分二个台阶布置，高差8.9m。粘土从采土场用0.4m³端卸式矿车送到卸土平台，通过100×50mm格筛卸入12m³容积的料仓，可供搅拌机使用2.5h。中间跨为三层厂房，其中上层为50×50mm格筛和漏斗仓，中层安装二台卧式搅拌机（规格见表2-18-23），下层为泥浆池和泥浆泵房。粘土经料仓在出口处用水冲土入第一搅拌机，进行控制搅拌。成浆后经溢流管进入第二搅拌机，进行筛析搅拌，制成的泥浆沿其底部的U型控制筛（筛孔4mm）经溜槽流入两个4m³泥浆池，供泥浆泵轮换使用。在泥浆池上有2×2mm

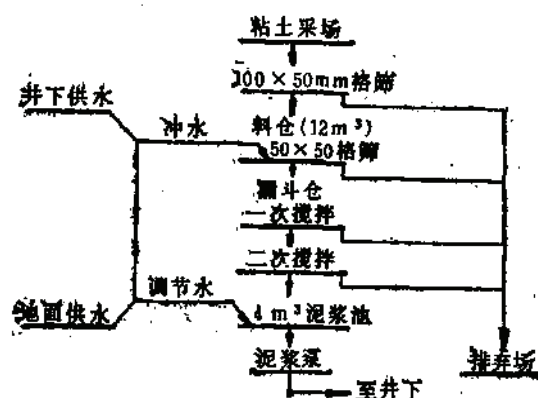


图 2-18-5 50m³/d 泥浆厂流程图

的格筛除去粗砂和草根，池底有 5% 的坡度并设排出管。投产后又补设脱砂池进行脱砂，并在泥浆池内装入“T”形压风管，使其不致沉淀。

灌浆管道、泥浆泵和砂泵选择计算参见本卷第二篇第十三章及矿山机械卷。

泥浆搅拌机技术性能

表 2-18-23

性 能	第一搅拌机 (控制)	第二搅拌机 (筒分)
日处理量 (m³)	150	300
耗水量 (m³)	350	350
人口尺寸 (mm)	830×830	1200×400
溢流口尺寸 (mm)	4150	
电动机型号	AO-73-8	AO-73-8
电动机功率 (kW)	14	14
传动轴转数	156	156
最大外型尺寸 长 (mm)	3590	3217
宽 (mm)	2377	2315
高 (mm)	1500	913

18.5 炸药自爆及预防

炸药的自爆事故，一般发生在能自热的硫化矿体内的爆破作业中。这是有内因火灾的金属矿山特有的安全事故，对人员安全威胁很大。

自爆机理的研究，目前尚无明确的结论，故只能深入分析事故产生的条件和原因，据以制定一些操作规程、制度和措施，预防自爆事故的发生。

18.5.1 国内自爆事故实例

国内发生炸药自爆（或称早爆）事故的矿山简况如表2-18-24。

部分矿山炸药自爆事故简况

表 2-18-24

序号	自爆矿山名称	自爆地点	自爆时间	作业情况	自爆情况	自爆后果
(大) 1	大厂矿务局 铜坑锡矿	铜坑矿 0分段 025进路	1982年6月 24日	无底柱分段崩落法, 火区进路回采崩矿, 前排中深孔, 后排大孔柱状药包	炮孔二排共22孔, 深5~25m, 装试验 GL-140 炸药 801kg, 导爆索孔外火雷管起爆。全部装完后一小时自爆。孔温120℃	13人在距自爆点65m处休息, 装药时有50余人在场, 未发生伤亡
(向) 1	向山硫铁矿	12回4采场	78年	无底柱分段崩落法压气粉状装药	孔深14m, 装导爆索, 炸药爆燃	无伤亡
(向) 2	向山硫铁矿		1964年 元月11日	同上	进行自爆试验, 眼深1.35m, 孔温70℃, 装4个孔, 2小时后炸药冒烟	试验 无伤亡
(向) 3	向山硫铁矿		1963年	浅孔采矿, 柱状药包火雷管起爆	三个孔, 前二孔装完药, 装第三孔时自爆	见出黄烟人撤离了, 无伤亡
(铜) 1	铜陵有色金属公司, 铜山矿	铜山矿 4号矿体	1960	中深孔, 分段崩落法, 柱状药包, 电雷管	深孔和硝室爆破, 装完药, 人员吃饭时发现一个硝室冒烟, 后自爆	人员发现冒烟, 紧急撤离 无伤亡
(铜) 2	铜陵有色金属公司 铜山矿	铜山矿前山79号矿体深巷14穿	1982年 5月20日	浅孔, 火雷管, 掘进面一次电点火起爆	17个孔, 早班装药, 孔深1.4m。装完8个孔时有5个孔冒烟而自爆。装药到冒烟40分钟	无伤亡
(铜) 3	同上	铜山矿5号矿体	74年	中深孔分段崩落法, 柱状药电雷管	深孔爆破, 柱状药包, 坑道温度50℃, 孔先冒烟, 后自爆	无伤亡
(铜) 4	同上	铜山矿前山79号矿体深巷14穿	1982年 6月5日	浅孔火雷管, 掘进面一次电点火起爆	在装药过程中槽心一残药自爆, 装药后约3~4小时叫炮	轻伤二人
(铜) 5	同上	铜山矿前山14号穿2°孔	82年8月	浅孔自爆试验 现场试验	三条半散药, 1.2m孔深124.5min后爆轰	无伤亡
		自爆试验前山79号矿体-40M阶段	1982年 7月17日— 8月3日	自爆试验, 14°穿浅孔散装松脂炸药, 无雷管(15°穿试验无反应)	1号孔, 孔底74℃, FeS ₂ 17.76%, Fe ⁺⁺ + Fe ⁺⁺⁺ ; 1.23%—一小时后上升到280℃, 炸药烧完。5号孔, 装药后1.40', 孔温由115℃上到210℃, 炸药和导爆线烧完。6号孔装炸药和雷管63秒达400℃以上, 数秒后, 一起爆炸	无伤亡
(铜) 6	铜陵有色金属公司 铜官山矿	-95m阶段4°南柱	1979年 3月31日	中深孔爆破 硝室爆破	三排孔48个, 装药中, 2排2号孔冒烟, 半小时后自爆11孔	无伤亡

18.5.2 引起炸药自爆的原因和预防

18.5.2.1 炸药自爆原因的几种认识

从自爆实例来看,由于情况各异,对自爆的原因的认识也不相同。归纳起来,有三种看法:

(1) 硝铵类炸药与孔壁直接接触,当 $\text{Fe}^{++} + \text{Fe}^{+++}$ 黄铁矿与水分达一定量时产生自爆。

矿石中的二价、三价铁离子与空气、水接触后产生硫酸亚铁和硫酸铁,又与黄铁矿作用产生硫酸,炸药中的硝酸铵与之反应,产生大量的气体与热量,使孔内温度不断上升,炸药的爆燃点下降,从而引起自爆。自爆三要素值如表2-18-25。

自爆三要素数值表

表 2-18-25

提出单位	铁离子含量 $\text{Fe}^{++} + \text{Fe}^{+++}$ %	FeS_2 含量 %	水份 %	备 注
武安所	0.3	30	3~14	一般在炮孔内取样
向山硫铁矿	0.186	20	0.76	

向山硫铁矿的经验认为:三要素中,二价、三价铁离子之和是决定因素,矿石品位(FeS_2),温度和水分只是重要条件,在具备自爆条件的炮孔中,只要不堵塞炮泥,不装雷管并用导爆索起爆是能确保安全的。

(2) 孔底高温是引起炸药自爆的重要因素。

铜山铜矿和大厂铜坑锡矿的自爆,与自爆三要素提法不尽相同,认为孔底高温是引起雷管自爆的重要因素。

自爆与孔底高温的关系见表2-18-26。

自爆与温度的关系表

表 2-18-26

矿 山 名 称		化 学 含 量		温 度	是否自爆
		$\text{Fe}^{++} + \text{Fe}^{+++}$ (%)	FeS_2 (%)	或孔底温度	
大厂细脉带矿体			17.23	90℃	自 爆
铜山	-40m 14穿	高	8.4	74~115℃	自爆
	-40m 13、15穿		较高	低	无
向山	试验2号岩石炸药			>130℃	自爆
	试验8号火雷管			>107℃	自爆
铜陵	地面试验火雷管			>168℃	自爆
	同上,电雷管			>180℃	自爆
	井下试验火雷管			>103℃	自爆

(3) 矿石水份中含酸量(pH值)的多少是引起炸药自爆的本质。

从铜官山、向山、新桥硫铁矿12个样的试验来看(矿样与硝铵炸药的接触试验和温度与矿样水溶性pH值关系的试验),铁离子高的矿样并不反应,而含硫只有5.61%含 FeS_2 仅9.78%的3*样与炸药接触,却发生剧烈反应。而向2、向3及新1矿样的pH分别为2.58,

4.25和3.98, 在80℃的条件下与炸药发生剧烈反应。说明水溶性pH值高低是炸药与矿样接触能否起反应的决定因素。

18.5.2.2 预防炸药自爆的措施

向山硫铁矿和大厂长坡细脉带锡矿预防炸药自爆的措施如表2-18-17。

向山、大厂预防炸药自爆措施表

表 2-18-27

矿名	孔底温度	预 防 措 施
向山	<60℃	普通法爆破
	>60℃	(1) 导爆索起爆 (2) 药卷用双层塑料套包裹或用沥青牛皮纸包装
大厂	<60℃	普通法爆破, 仍用装药器装粉药
	>60℃	(1) 导爆索起爆; (2) 双层耐热隔离包装炸药

综合各矿的经验, 预防炸药自爆有如下措施:

(1) 采用坚固可靠的包装, 以使炸药不与孔壁直接接触, 避免化学反应。

对包装的要求: 耐磨、耐冲击、耐温度及密封性好。如铜山矿炸药包装, 采取牛皮纸加石蜡, 外面再包0.4mm厚的玻璃丝布, 既耐磨, 又隔热。大厂铜坑高温爆破用双层耐热隔离包装; 内包装为耐热塑料袋; 外包装用多层马粪纸涂耐热胶。 $\phi 80 \times 400$ mm药卷, 耐热160~170℃, 抗压能力 $>700 \times 9.8$ N。

(2) 孔内不装雷管, 改用导爆索起爆。因雷管的爆燃点为160~180℃, 而导爆索的爆燃点为230℃, 但不能用涂有蜡的导爆索。

(3) 孔口不堵塞。因为自燃之前孔内会冒淡烟—棕色浓烟。从冒烟到响炮约经5~30min。不填炮泥时, 一旦有烟, 可组织人员撤退, 避免伤亡事故。铜山、铜官山和向山的几次自爆未造成伤亡, 就是因为看到了冒烟, 人员撤退及时的缘故。

(4) 因自燃有一个热反应或化学反应过程, 要使装药作业在反应未完、自爆以前结束。铜官山矿规定原则上控制在4h以内, 最好降到一小时以内; 向山矿规定50~60℃的工作面, 装药时间不得超过一小时。

(5) 搞好撤退的安全路线, 设专人观察炮孔冒烟情况。一有险情, 立即发令撤退, 能快而不乱。

(6) 实施灌浆或灌液、灌氮等防灭火措施, 使孔温大幅度下降, 配合其他高温爆破措施, 能预防自爆。

(7) 建立监测和研究的专门机构对有可能自爆的区段应进行炮眼取样监测、孔温监测对自爆机理和防自爆的措施进行科研攻关, 以采取针对性强的防自爆措施, 以策安全。

第十九章 联合开采及露天转地下开采

责任编写单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院

参加编写单位 北京有色冶金设计研究总院 兰州有色冶金设计研究院

编写人 丁庆一 黄双中 王兴茂

19.1 概 述

联合开采是指在同一矿体范围内（沿走向或沿倾斜），既有露天开采又有地下开采，联合开采的方式按其生产发展情况有如下三种：

一是全面的联合开采，即是从设计（矿山生产）开始即考虑采用露天与地下同时开采。

二是初期采用露天开采，生产若干年后转为地下开采，在露天转地下开采过渡时期的联合开采。

三是初期采用地下开采，因地下开采贫化损失大或存在内因火灾等情况而转为露天开采，在地下转露天过渡时期的联合开采。

应用那一种联合开采方式，主要取决于矿床的赋存特点及采矿技术的发展水平。露天开采技术比地下开采易于掌握，因而只要上部矿体的露天开采具有较长的服务年限，除特殊情况外，一般不再考虑在深部同时进行地下开采，所以，全面的联合开采在我国应用很有限。不少矿山，受技术条件的限制，开采初期，用地下方法开采，而近几十年内，转而上部用露天开采剩余矿量而深部又转入地下开采。在苏联，近些年来，对采用全面联合开采得到了普遍的重视（包括过渡时期联合开采），已成为某些矿床开采必不可少优先研究的方案；它能最大限度的强化矿床开采，能在较短的时间内发挥矿山必须的生产能力；能保证较充分的回收矿石储量，扩大贫矿（特别是初期）的开采量；对露天矿的废石排除，环境保护有更良好的前景；在大多数情况下能显著提高基建投资效果。因而，联合开采的问题亦应引起设计的重视。

本章根据我国实际情况，以露天转地下开采（存在过渡期的联合开采）为重点，介绍联合开采的特点、要求和存在的某些技术问题及各种方案的实际应用。

19.2 露天转地下开采

19.2.1 特 点

（1）由露天转入地下开采的矿山，一般多是已用露天开采多年，已形成了完整的生产系统和生活福利设施，如选厂、修理厂、供电和供水管网以及露天坑等。因此，转入地下开采时的设计，要充分考虑利用这些设施，注意研究通向地表的井巷位置，过渡时期的露天开采运输系统，地下采矿方法等方案。有条件的矿山，应在上部露天开采设计的同时，即统筹研究今后如何从露天转地下的问题。

(2) 浅部用露天开采的矿山, 深部矿体地质勘探程度往往不足, 需在露天转地下过渡之前, 充分研究地质资料, 必要时, 提出补充勘探工作。

(3) 露天转地下开采的矿山, 地下开采的工程量相当于一个新建的地下矿山, 也有一个工艺熟悉的过程, 过渡时期的建设周期较长, 因而, 必须充分研究其持续生产和提前开拓问题。

(4) 由露天转地下的矿山, 一般随着地下回采的下降, 在地下开采的上部逐渐形成塌陷区(除充填法外), 并有较多井巷与露天采场联通, 因此, 在过渡时期出现通风短路, 漏风严重或使露天大爆破有毒气体侵入井下巷道, 以及在地表集中降雨时, 引起地下短时迳流量大等。故应根据矿山特点, 充分注意研究通风、排水和防洪设计。

(5) 露天转地下开采的过渡期间, 露天开采已向深部发展, 地下已开始生产, 形成一些开拓井巷和采空场, 要充分利用这种条件, 研究过渡期的联合开拓, 矿石和废石运输系统以及采矿方法等方案(特别是对过渡期较长的矿山)。

国内外露天转地下开采生产矿山情况见表2-19-1和表2-19-2。

国内露天转地下矿山开采

表 2-19-1

矿 山 名 称	规 模 (t/a)	地下开拓方式	过渡期地下采矿方法	过渡期限 (年)
凤凰山铁矿	30 万	场外主副井 场内风井	初期分段空段法(后改 分段崩落法)	12(有停顿)
冶山铁矿	30 万	场外主副井	分段崩落法	6
金岭铁矿铁山区	50万~60万	场内箕斗井、辅助井	分段空场法	7
铜山矿铜山区	35 万	场外主副井	胶结充填法	已有坑内矿
铜官山铜矿	—	露天溜井下放混合井联 合开拓	废石充填法	实为联合开采
松树岭矿	78 万	场外主副井	阶段强制崩落法	南露天 6 北露天 6.5
红安萤石矿	10 万	场外竖井开拓	—	8
白银折腰山铜矿	100 万	场外主副井开拓	分段崩落法	9(设计)
板石沟铁矿	100 万	场外主副井	分段崩落法	4~6
海城滑石矿	10万~14万	场内平硐	分段崩落法	—
红旗岭铁矿	30 万	场外竖井	下向胶结充填法	5(设计)

注: 该表除红旗岭铁矿由北京有色冶金设计研究院提供外, 均由鞍山黑色冶金矿山设计研究院和兰州有色冶金设计研究院调查整理。

19.2.2 露天转地下开采时应注意的安全问题

(1) 为避免或防止露天爆破对地下井巷和采矿场的破坏作用, 在地下工程与露天采场底之间应保持足够的距离。临近露天底的穿爆作业不要超深; 控制露天爆破的装药量; 采用分段微差爆破, 挤压爆破等减震措施, 避免使用硐室爆破。同时还要防止露天与地下爆破的相互影响。

国外部分露天转地下矿山开采

表 2-19-2

矿山名称	规模 (t/a)	开拓方式	地下采矿法	过渡期限 (年)	资料来源
刚果Kamoto矿	300 万	场外竖井	充填法、分段空场法	1970~1976	兰州有色冶金设计研究院译《联合开采》*
苏联高山铁矿	440 万	场外竖井	阶段强制崩落法	15	兰州有色冶金设计研究院译《联合开采》*
南非Koffiefotein金剛石矿	>300万	斜坡道, 竖井		8	兰州有色冶金设计研究院译《联合开采》*
瑞典Kiruna铁矿	1200万~2400万	斜坡道, 竖井	留矿法事后充填, 后改分段崩落法	1952~1962	兰州有色冶金设计研究院译《联合开采》*
加拿大Frood stobie	>300万	竖井, 斜坡道	阶段强制崩落法	分区过渡	兰州有色冶金设计研究院译《联合开采》*
苏联阿拜岗斯基矿	150万~200万	竖井、溜井 联合开拓	—	1960~1969	长沙有色冶金设计研究院编《国外金属矿联合开采》
加拿大Steblok铁矿	150 万	皮带斜井	阶段强制崩落法	1946~1950	长沙有色冶金设计研究院编《国外金属矿联合开采》
加拿大Kiddcreek	400万~700万	竖井、斜坡道	分段空场法事后胶结充填法	1959~1976	1975年 《CIM-Bulletin》
苏联Криворожский 铁矿区		竖 井	强制崩落法	15~20	1986.6 《国外金属矿采矿》
澳大利亚KingIsland 铜矿	30万~40万	斜坡道	点柱充填法	1~2	《Australasia Mining and Metallurgical》1981
澳大利亚Mount Lyell 铜矿	170万~250万	竖井、斜坡道	矿房空场法、矿柱崩落法	—	《Australasia Mining and Metallurgical》1981

* 《国外金属矿联合开采》

(2) 过渡时期的地下工程作业应不影响露天作业的正常进行和安全生产, 注意与露天采场作业的密切配合, 研究合理的回采顺序。露天矿边坡下的回采, 采用由两端向边坡推进的回采顺序, 露天坑底与地下采场之间留有必要的境界顶柱和矿房间矿柱。

(3) 建立必要的岩石移动观察队伍, 掌握一定的岩移观测手段, 随时掌握地下采空区上覆岩层的移动规律, 确保露天边坡和生产作业的安全。

(4) 在地下开采岩体移动界线以外的来水方向上, 应采取措施或增设防洪堤、截水沟, 拦截地表运流经露天采场涌入井下, 在地下与露天构通的井巷或采空场要采取防水措施, 必要时, 设置防水闸门。要确保水泵房的正常运转和防止泥沙水突然溃入井下。

19.3 露天转地下开采过渡方案

根据露天转地下矿床的赋存特点,矿体价值和开采技术条件以及露天矿地面设施的布置,露天坑开采的具体特点,研究确定过渡方案。一般要求:在露天转入地下开采时,能够保持矿山的正常持续生产,安全性好,建设周期短和投资省。一般应通过技术经济比较来确定。

国内露天转地下矿山基本系采用在露天坑外建主副井开拓,分段空场法(留矿法)暂留临时境界顶柱和分段崩落法(阶段崩落法)不留境界顶柱开采方案。

19.3.1 过渡期回采方案

回采过渡方案,系指由露天转入地下开采的过渡期间,为了矿石产量持续,在地下开采的上部边界与露天底(边坡)之间,根据矿床的具体条件,在露天开采的同时用某种地下采矿方法回采一定数量的矿体储量。

19.3.1.1 分段空场法(留矿法)留境界顶柱方案

当用分段空场法(留矿法)在境界顶柱以下回采矿体时,境界顶柱的回采是在露天开采结束后进行的。如我国凤凰山铁矿,1973~1976年由露天转入地下开采的过渡期间,在露天坑底留设7~10米厚境界顶柱,地下用深孔留矿法回采矿房,暂留矿柱。回采以后,放出30%左右的矿房矿量,待露天采矿作业结束后,再放出其余存窿矿量。放矿阶段,在拉底水平以上留6~7m厚的矿石缓冲层以保护境界顶柱等矿柱回采的安全。然后再用YQ-100型钻机从露天坑向下穿孔爆破境界矿柱,并在爆破矿柱的同时,崩落一定数量的顶盘围岩形成覆盖层,以后转而应用阶段崩落法回采,见图2-19-1。

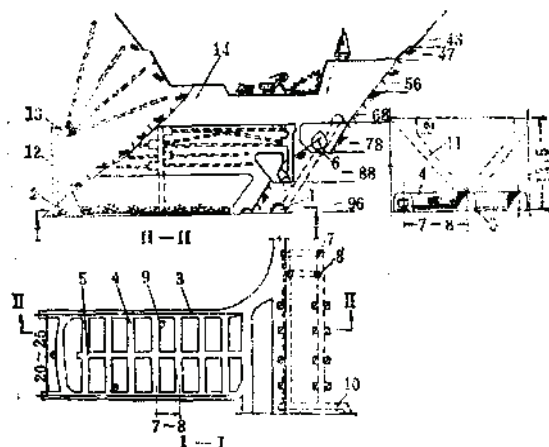


图 2-19-1 凤凰山铁矿露天转地下开采方案

1—脉外运输平巷, 2—脉内运输巷, 3—运输横巷, 4—装矿巷道, 5—切割平巷, 6—电耙道, 7—人行天井, 8—溜矿井, 9—凿岩天井, 10—回风道, 11—“V”形切割井, 12—放顶天井, 13—放顶凿岩室, 14—境界顶柱

该法的优点是在露天开采末期,地下与露天开采可同时进行,可弥补露天开采末期减少的产量。当露天开采结束后,再全部过渡到地下开采,可维持矿山持续均衡生产。同

时,在境界顶柱未回采之前,对露天采场内积水的透渗起滞缓作用,并可降低井下开采的漏风量。

其缺点是境界顶柱的矿石回采率低,贫化率大,回采境界顶柱的掘进工程量和投资较大。

19.3.1.2 分段空场法回采不留境界顶柱方案

此一方案与19.3.1.1节所述方案之不同点在于不专设境界顶柱而是将分段空场法最上部一个分段的高度适当加大。它同样可以做到提前开拓采准和露天与地下同时开采出矿的目的。该方法适用于矿岩条件较好,地下开采的经验比较丰富,并有可能较清楚地了解岩石移动规律的矿山。随着露天采场最末一个阶段推进的结束,采用分区逐段的由露天转入地下回采。在矿房回采的末期,由间柱的上盘嗣室爆破一定数量的上盘围岩,其余空区的处理取决于上盘岩石的自然塌落条件。一般在矿柱放矿1~2个月后,顶盘冒落充填采空区。随着第一阶段回采矿块的不断结束,围岩也随着冒落逐渐形成覆盖层,转而采用崩落法回采,如金岭铁矿3*、4*和5*矿体,见图2-19-2。

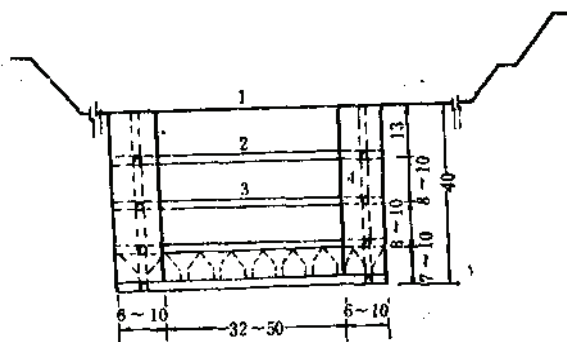


图 2-19-2 分段空场法不留顶柱回采

1—露天矿, 2—空场法顶柱; 3—矿房, 4—矿柱

该法的优点是没有回采境界顶柱和爆破围岩的作业,可提高境界顶柱的矿石回采率,降低矿石的贫化率。该法的缺点是在露天开采末期,地下不能与露天在同一垂直面内同时回采,且在露天采场内的积水将直接贯入井下,增加地下排水设施及其工程量和排水费用,增大地下开采初期的漏风量,对于多雨和雨量较大且汇水面积较大气候条件的露天矿不宜应用。

19.3.1.3 胶结充填回采矿房留矿柱过渡方案

此种方案是七十年代以来,国外露天转地下矿山过渡时期较常用的一种方法。该法的矿房回采工艺基本与分段空场法(留矿法)是一致的,不同的是在矿房回采以后,事后用废石胶结充填采空矿房,使露天矿的回采作业更安全可靠。如加拿大Kidd Creek多金属矿,在露天转地下过渡期间,地下采用深孔空场事后用碎石混凝土(水泥占5.4%)胶结充填,先回收30%的矿石储量,留下70%的网格矿柱储量,待露天矿结束以后再回采。露天与地下矿的境界顶柱据台阶高度不同,变动9~75m范围内,此部分矿量在露天矿结束后从露天坑凿岩回采,如图2-19-3、图2-19-4。

该法主要用于开采价值较高的贵金属和多金属或其它富矿体。

它的优点是地下与露天可长时间进行同时开采,生产相对安全可靠。在露天采场内,

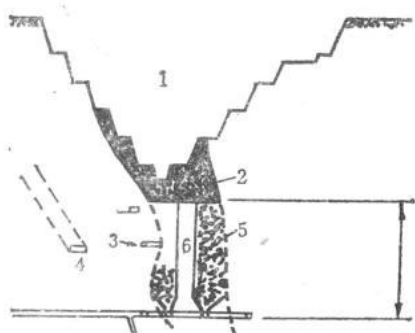


图 2-19-3 Kidd Creek 露天与地下开采关系图

1—露天坑；2—境界顶柱；3—分段平巷；4—斜坡道；5—胶结充填矿房；6—矿房间矿柱

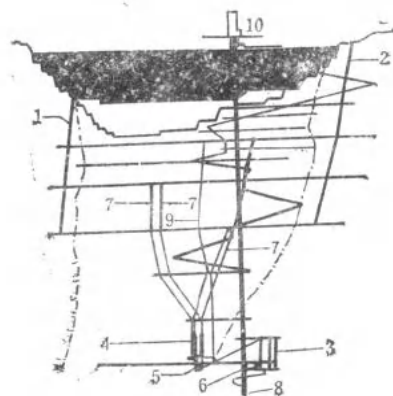


图 2-19-4 Kidd Creek 矿纵投影图

1—北风井；2—南风井；3—碎矿仓；4—粗矿仓；5—破碎站；6—装载站；7—矿溜井；8—井底沉淀池；9—废石溜井；10—1号竖井

境界顶柱可起阻隔露天坑内的积水渗透作用，并可降低地下采区的漏风系数，同时，回采境界顶柱的矿石回收率高、贫化率低。

其缺点是回采充填工艺复杂，经营费高。

19.3.1.4 废石充填法回采过渡方案

该法与胶结充填不同的仅是充填料性质有改变，由胶结充填改用废石(尾砂等)充填。

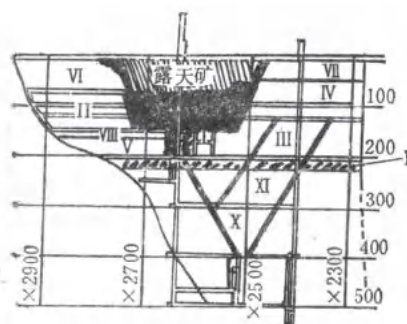


图 2-19-5 Pyhasalmi 矿纵投影图

I—Ⅺ—地下开采的回采顺序；1—临时矿柱

较大。

它主要用于矿岩十分稳固，露天开采矿体面积不大，和价值不十分高以及矿柱矿量不大或不再回采矿柱的矿山。如芬兰 Pyhasalmi 铜锌矿，露天坑底总面积大约 13000m²，其过渡开采的第一阶段和露天矿侧翼矿体的回采采用分段空场法回采，用露天矿剥离废石或选厂尾砂事后填采空区，第二阶段坑内开采留设20m 顶柱，以后改用分段崩落法回采如图2-19-5。

此法比胶结充填法的充填工艺简单，废石利用率高和成本较低。其缺点是贫化损失

19.3.1.5 分段崩落法回采前形成覆盖层过渡方案

此法的特点是在回采过程中不需要将矿块划分成矿房和矿柱，而以整个矿块作为回采单元，按一定的回采顺序用崩落法进行连续回采，所以不必留设境界顶柱。为了安全生产和挤压爆破以及放矿的需要，应留有一定厚度的岩石(或矿石)作覆盖层。覆盖层厚一般不小于15~20m。如山东赵庄铁矿，河北板石沟铁矿，见图2-19-6及图2-19-7。

该法的优点是不需要留境界顶柱，同时采用崩落法的回采效率高、成本低。其缺点是

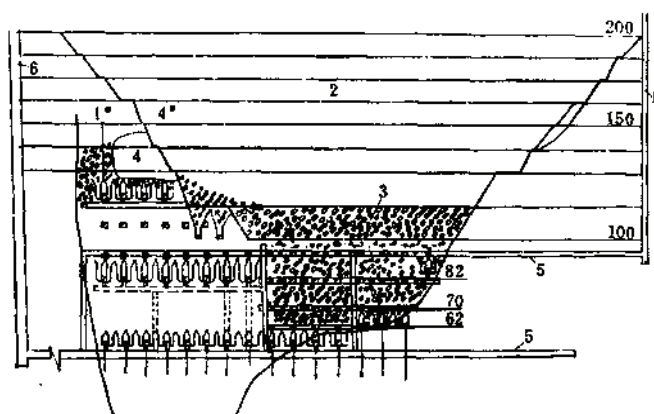


图 2-19-6 赵庄铁矿露天转地下纵投影图

1—副井；2—露天采矿场；3—岩石覆盖层；4—采空区；5—阶段巷道；6—主井

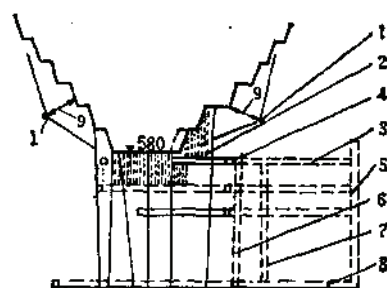


图 2-19-7 板石沟铁矿露天转地下开采图

1—凿岩硐室；2—扇形炮孔；3—分段巷道；4—分段联络道；5—设备井；6—溜矿井；7—废石溜井；8—阶段运输巷；9—崩落层的最低抵抗线

在同一矿区中没有其它矿段存在可以调节产量时，在形成覆盖岩层的短时期内，必将停止生产而影响矿山的持续生产。且形成覆盖岩层的工程也较其它方法大。与预留顶柱的方法相比，渗水和漏风大。这种过渡方法一般在价值不高且矿区较大，有调节余地而不致严重影响停产的矿山应用较好。

19.3.1.6 用阶段崩落法(分段崩落法)开采，在回采过程中形成覆盖层过渡方案

该法的特点和回采工艺基本与回采前形成覆盖层过渡的方案相一致，但其覆盖层的形成可在第一阶段出矿后，在放矿末期爆破一定数量的顶盘岩石造成覆盖层。如杨家杖子铜矿松树岭矿区南露天矿在露天转地下开采时，地下矿的回采从一侧向另一侧逐个矿块进行，在回采第一阶段沿矿体走向回采60~70m后，在放矿末期，于拉底水平以上留6~7m厚矿石作爆破的缓冲层，再用硐室爆破采空区顶盘岩石形成覆盖层，见图2-19-8。

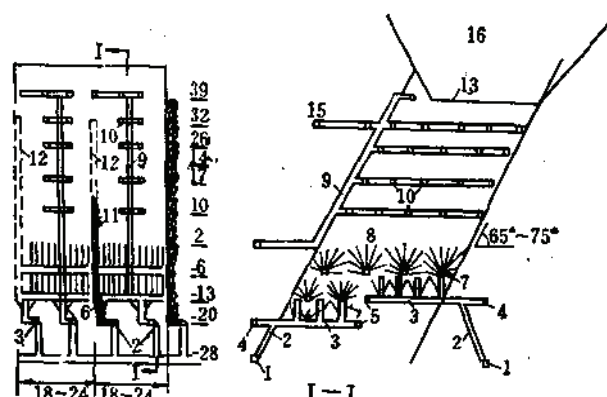


图 2-19-8 阶段崩落法回采过程中形成覆盖层方案

1—运输平巷；2—矿溜子；3—电耙道；4—专用进风道；5—专用回风道；6—放矿漏斗；7—拉底巷道；8—扇形炮孔；9—联络井；10—药室；11—切制矿石；12—切制槽；13—露天矿；14—松动矿石；15—放顶硐室；16—露天采场

该法的优点基本与回采前形成覆盖层的崩落法过渡方案相一致,但是可以不全面停止露天开采的生产即可在地下随采随崩的进行回采,它一般适用于可分期(分区)进行露天转地下开采或在矿区附近有其它矿山可调节产量。

国外用崩落法转地下开采的矿山,大多数采用此方案●,如博茨瓦纳 Shabani 蛇纹石矿(a)、南非 Koffiefontein 金刚石矿(b)、南非 Thabazimbi 铁矿(c)、瑞典 Garbenberg 铜铅锌矿(d)、刚果 Kamoto 矿(e)以及加拿大 Craigmont 铜矿(f)等,如图2-19-9所示。

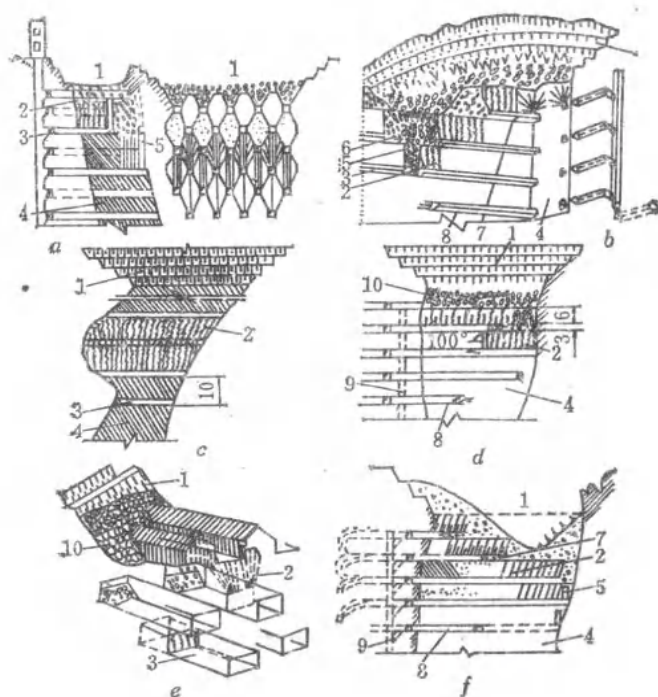


图 2-19-9 分段崩落法开采露天坑底矿体

a~f—露天与地下开采各矿示意图; 1—露天矿; 2—扇形深孔; 3—分段平巷; 4—矿体; 5—切割槽; 6—爆下矿石; 7—铲运机; 8—采准水平; 9—矿溜井; 10—崩落矿石

19.3.1.7 边帮残留矿体的回采

在露天采矿场作业结束时,往往在其两端和上盘边坡留下残余矿体,但由于埋藏高差大、矿量少,回采较困难和它又处于地下开采先期地段,如果回采强度低,将会牵制地下开采主矿体的下降速度,影响达产时间,降低过渡期间的矿石产量,因此要尽早强化开采露天境界外的边帮残留矿体,在条件许可时,最好在地下基建期间,把它提前采完。

为了适应露天开采后期,同时进行强化回采边帮残留矿体。有条件时,应在露天开采设计时,即统筹考虑回采边帮矿体的采矿方法和开拓运输的可能性。

1. 崩落法回采边帮矿体

采用此法回采边坡下矿体的矿山较多,如苏联的 Гороблагодское 矿务局、Криворож-

ский铁矿，高山铁矿以及加拿大Craigmont镍矿等，如图2-19-10。

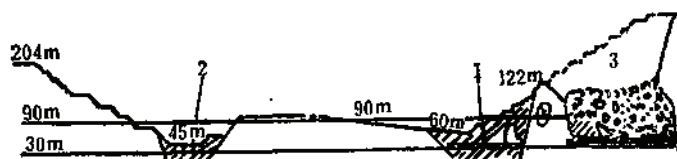


图 2-19-10 高山铁矿露天矿边坡下开采图
1—磁铁矿；2—假象赤铁矿；3—地下开采崩落区

采用这种方法回采时，地下开采对露天开采的安全是有影响的，一般情况下，地下开采沿走向的回采顺序应采用向边坡后退进行，使边坡附近的坍塌漏斗逐渐发展，最终形成条带状的宽崩落区，以保护露天矿下部台阶不受塌落岩石的威胁。在很好的进行岩移观测并采取一定安全措施条件下露天矿的回采作业受影响很小。但是在一般情况下，崩落区的露天矿下部，在地下开采影响到边坡安全时，应停止作业。

2. 下向胶结充填法回采边坡矿体

这一方案除应注意爆破作业的相互影响外，一般不存在对露天边坡塌落等安全威胁，它允许在地下作业的同时，进行露天开采。但该法的回采成本较高，劳动生产率低。这种方法主要适用于矿岩破碎、价值又很高的矿床开采，如金川龙首矿、盘石镍矿七采区等，如图2-19-11。

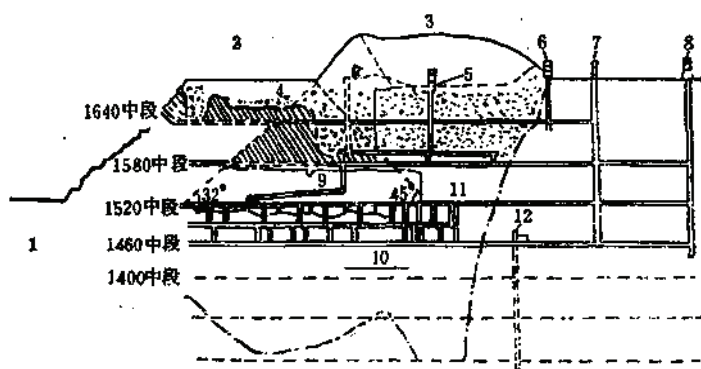


图 2-19-11 金川一矿区边坡下矿体回采纵投影图
1—露天矿；2—露天矿东部；3—小露天开采区；4—原地崩落法开采区；5—充填井；6—2号井；
7—老1号井；8—新1号井；9—下向充填法采区；10—三角矿柱区；11—上向水平分层充填法采区；
12—盲井

3. 房柱法回采边坡下矿体

此法主要用于开采平缓露天矿的边坡矿体，这种矿床，在露天矿的边坡附近，往往堆积有一定量的废石，对地下开采和边坡稳定产生一定影响。因此，在边坡下开采时，要求留设一定的境界矿柱。视矿床地质条件不同，这一矿柱大小可按废石堆放位置和矿层至地表的距离来确定。在苏联Никопольский锰矿上覆粘土岩层条件下，矿层距地表的垂距应

不小于15~17m,在边坡角 $20^{\circ}\sim 26^{\circ}$ 的条件下,境界矿柱 L 一般留45~60m。在此以外的矿体可用房柱法开采,见图2-19-12。

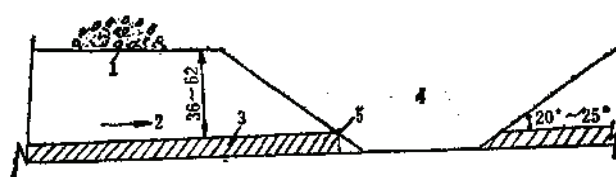


图 2-19-12 Никопольский 锰矿边坡开采

1—废石堆; 2—地下回采方向; 3—矿层; 4—露天坑; 5—平硐口

4. 露天底三角矿柱的回采

不少露天矿(特别是厚大的急倾斜矿体),在露天开采到最终境界后,不扩帮而继续下延,在顶(底)盘下面留下边坡三角矿柱。这些矿体往往也是露天转地下时的薄弱环节。因此,常要考虑提前单独回采。一般情况下,转入地下后用崩落法开采的矿山,这部分矿体可提前做好采切工作与下部矿体同时崩落开采。当露天底下部用其它方法回采时就需提前回采。此时,可用以下几种型式回采,如图2-19-13示。矿岩稳固时,用留矿法或空场法回采(图13a、13b),矿岩不稳固时,用充填法回采。由于三角矿柱一般均在露天开采结束后进行,对其回采,需视露天坑底有否堆废石的实际情况而定。当采场有废石覆盖层时,靠边坡一侧需留2~3m矿柱(13a、13c)反之,则不留(图13b)

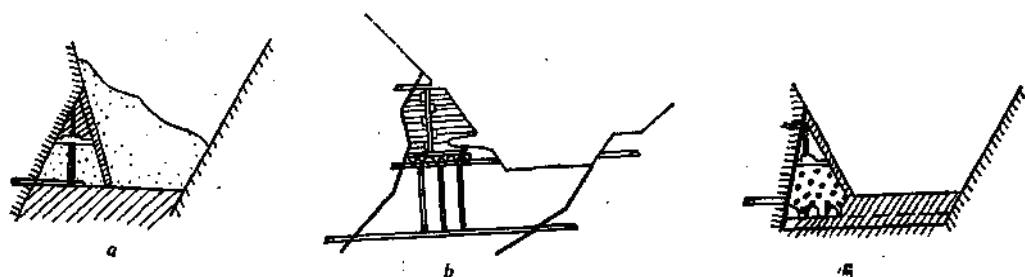


图 2-19-13 露天坑底三角矿柱的回采

a—用留矿法回采; b—用空场法(水平深孔)回采; c—用废石充填法回采

19.3.2 露天转地下开采矿山开拓方案

开拓方案的选定除应满足地下矿山开拓设计所需考虑的各种因素和要求外,根据该类矿山的赋存条件和过渡期存在联合开采的特点。一般按露天采场与开拓工程位置的相对关系以及露天与地下开拓工程是否共用研究确定开拓方案。

19.3.2.1 露天采场内开拓

这种型式一般适用于深部矿石储量不多,地下开采规模不大,服务年限较短及露天采场边坡稳定的条件下,特别是在露天采矿场很深且仅残留少量的矿体时。如澳大利亚新南威尔士Ardlethan矿和加拿大波古平公司的一个露天金矿。在露天开采达到设计深度后,从露天坑底(台阶)掘斜坡道(斜井)用VCR法开采露天坑底(侧部)的矿体,如图2-

19-14, 图2-19-15。



图 2-19-14 波古平公司露天转地下开采方案

1—露天坑底；2—斜井；3—钻孔；4—矿体边界

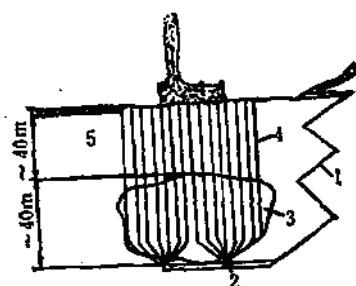


图 2-19-15 Ardlatham矿体开采

1—斜坡道；2—露天坑平硐；3—矿体；4—钻孔；5—废石

该方案的优点是井巷工程量小，基建投资少，投产快，可利用原有露天开采的地面运输系统和若干提升设施，生产衔接简便。它的缺点是在露天开采未结束之前，进行井巷施工时，对露天生产有干扰。

19.3.2.2 露天采场外开拓

该类开拓是将开拓工程均布置于露天采场外，形成一套独立的系统，它适于深部矿体储量大、服务时间长（露天矿服务年限相对较短），或因露天采场边坡稳定性差，开采深

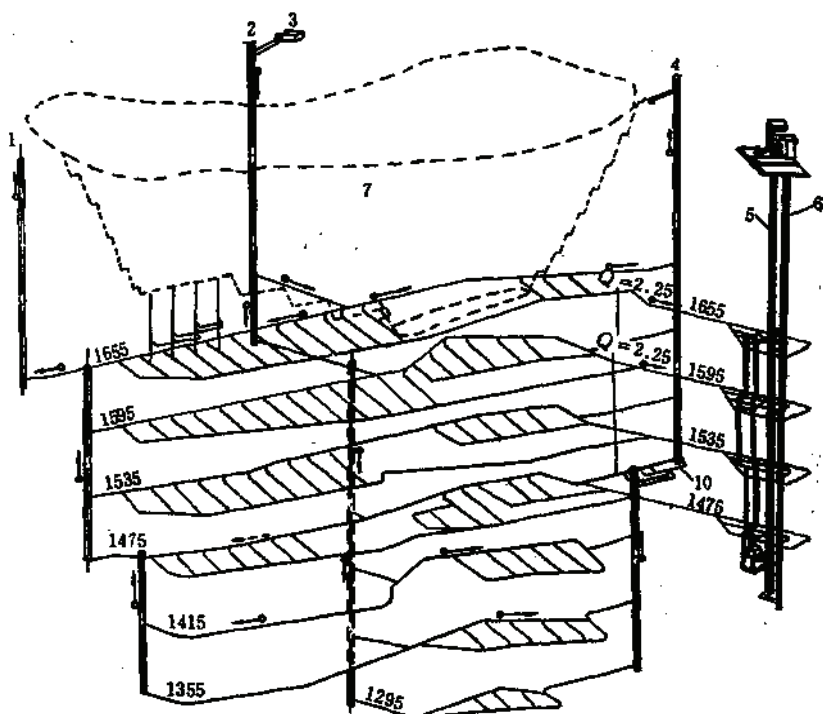


图 2-19-16 白银厂露天转地下开采示意图

1— $\phi 3.5$ m西风井；2— $\phi 4.6$ m北风井；3—扇风机房；4— $\phi 4$ m东风井；5— $\phi 4$ m主井；6— $\phi 6$ m副井；7—1号露天矿

度大，露天采场底部窄，难于保证井巷工程的出口安全的矿山。我国的不少矿山采用此方案，如铜山铜矿、松树卯钨矿以及白银厂（折腰山、火焰山）铜矿，见图2-19-16，图2-19-17。

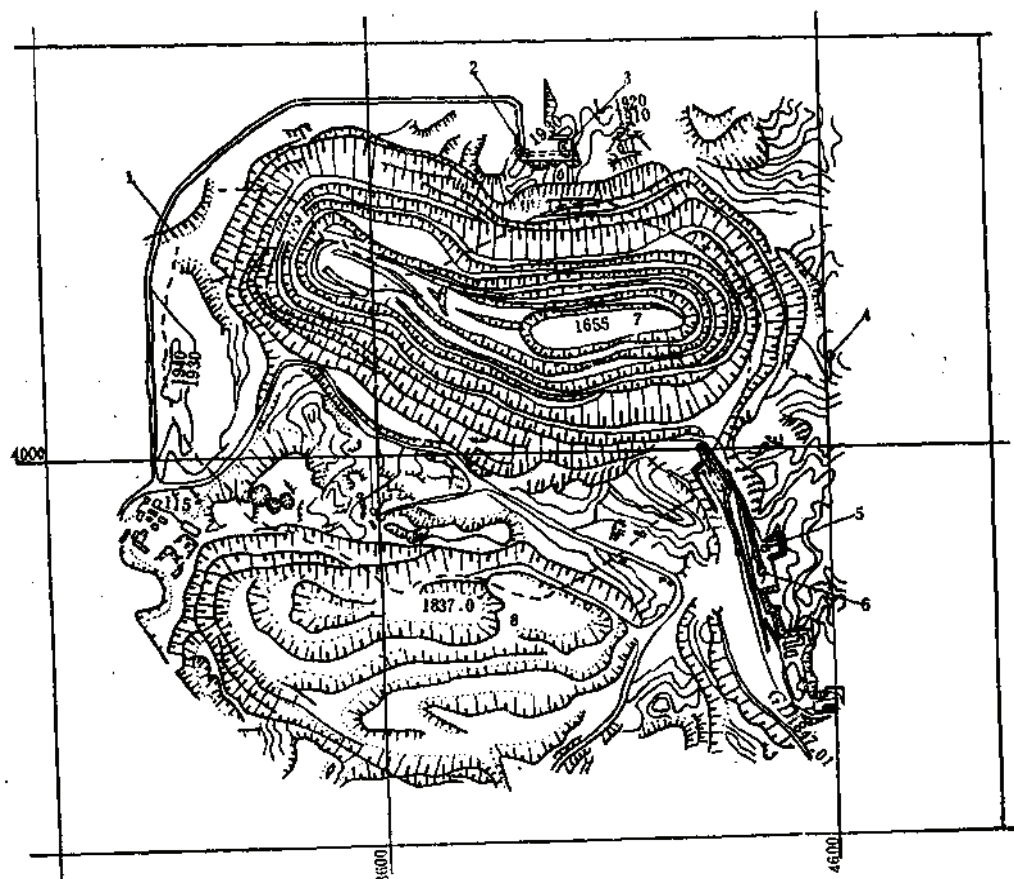


图 2-19-17 白银厂铜矿露天转地下开采总平面图

1— $\phi 3.5$ m 西风井；2— $\phi 4.6$ m 北风井；3—扇风机房；4— $\phi 4$ m 东风井；5— $\phi 4$ m 主井；6— $\phi 6$ m 副井；
7—1号露天矿

该方案的优点是直接通地表的井巷均在露天采场外，相互之间的干扰小，对施工和生产运输均带来方便条件，同时在露天开采结束后，边坡可不再维护。其缺点是井巷工程量较大，基建时间长、投资大。

19.3.2.3 露天采场内和采场外联合开拓

这类开拓方式是上述两类开拓的组合，它一般适用于上部露天开采服务年限较长，边坡较稳固的矿山。充许在露天转地下开采的过程中，利用露天坑的较低标高的台阶上布置或开掘井巷工程以节省开拓量和达到提前见矿，保持矿山持续稳产。场外布置的井巷大多是矿石提升和主运输巷道，场内开拓的工程，大多是斜坡道或风井等辅助井巷。我国的风凰山铁矿、金岭铁矿以及加拿大 Kidd Creek 多金属矿、瑞典 Kiruna 铁矿等。凤凰山铁矿开拓系统见图2-19-18。

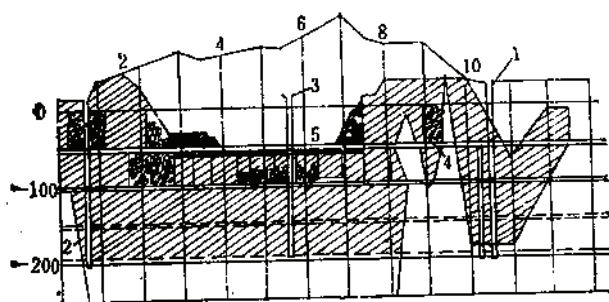


图 2-19-13 凤凰山铁矿露天转地下纵投影图

1—主井, 2—副井, 3—风井, 4—矿房, 5—境界顶柱

19.3.2.4 露天矿运输利用地下井巷的联合开拓

这种方案, 在露天转地下矿山中, 一般用在:

(1) 小露天开采, 露天开采的服务年限短, 矿山建设初期即建有地下井巷工程而选厂和公用设施等工程均以地下开采为主进行布置的矿山。如我国铜官山铜矿、铜山铜矿、芬兰Pyhasalmi铜锌矿。

(2) 露天开采境界深度大, 转入地下联合开采的过渡时间长的矿山, 此时, 露天矿在转入地下开采时深度较大, 地面运输的运距越来越长, 运输成本增高, 深部露天开采采用地下井巷联合开拓。如Криворожский铁矿、美国共和铁矿, 我国板石沟铁矿。

(3) 高山地区矿床平窿溜井开拓的露天转地下矿山或地下转露天开采的矿山。

采用地下巷道的开拓系统具有下列优点:

(1) 露天采矿场可不开挖主运输道路, 可增大露天的最终边坡角, 使剥离量大量减少, 综合基建投资在上述适用条件下, 一般可有所节省。

(2) 据国外一些矿山统计与计算, 当露天开采深度超过100~150m时, 利用地下巷道运输矿石, 要比地面汽车运输费用低, 其运距仅为汽车运输的50%左右。

(3) 露天矿可以利用地下巷道排水疏干改善露天的生产条件。如凤凰山铁矿, 在-100m水平掘进疏干巷道后, 使穿孔效率提高40%; 年下降速度由10m提高到12m。

(4) 利用露天开采所用的地下开拓巷道, 可缩短过渡时期地下开采的建设周期, 提早进行采矿方法等试验和培训工人。

19.3.3 露天转地下开采的通风和排水

由露天转地下的矿山, 除采用胶结充填法以及留有较厚的境界顶柱或平缓的山坡地形矿体外, 由于露天坑的存在, 在回采初期形成很薄的岩石塌陷区并有较多的井巷与露天采场相通, 给坑内开采的通风和排水、防水带来了影响。设计中, 应对此问题进行仔细研究, 采取必要的措施, 详见本篇第十六章、第十七章以及矿产地质卷有关内容。

19.4 露天转地下开采过渡的几个技术问题

19.4.1 过渡开采的建设周期和生产衔接

由露天转入地下开采的过渡时期, 一般既有露天开采又有地下开采同时存在, 从而增

加过渡期开采的复杂性。如能结合矿山特点合理地解决这些问题,可以作到不停产,维持矿山持续的生产能力,顺利的由露天转入地下开采。

由于各矿山的类型和条件差别很大,过渡周期大不一样,一般情况,应提前8~10年(特大型矿山15~20年)编制统筹兼顾的过渡规划,选择露天转入地下的过渡方案,确定各区段的开采顺序,矿山开拓运输系统以及防、排水和矿山通风等工程。

同时,按排好建设力量,对地下工程提前进行开拓和采准切割工作。有条件的矿山可以采用分区、分期交替过渡或者进行技术更新改造,尽量加快地下矿山建设,做好生产衔接。国内外过渡矿山的实际建设周期见表2-19-1和表2-19-3。

国内露天转地下矿山过渡实际情况

表 2-19-3

矿 山 名 称	过渡期矿山规模 (t/a)		地下开拓和采切工程准备时间
	露 天	地 下	
凤凰山铁矿	44万	30万	1960年开拓(停数年), 1974年开始转入地下开采, 1975年生产矿石32.3万t
杨家杖子粗矿 松树岭区	58万	78万	1962年开始地下准备, 1963年结束露天作业, 1965年北露天边坡下生产矿石20万t, 以后转入正常生产。1971年末南露天结束, 1975年边坡下生产, 1977年正常生产
金岭铁矿铁山区	56.5万	60万~60万	1956年开始地下准备, 其地下巷道为露天开采疏干用, 1971~1972年3°、4°、5°矿体露天开采结束
冶 山 铁 矿		30万	1965年地下准备, 1971年开始过渡, 1975年全部转入地下
铜山矿铜山区	70万~80万	15万~20万	利用地下开拓井巷, 1978年采准, 1979年露天开采结束
大冶矿龙洞区*	30万	30万	1980年露天结束, 1983年地下投产
金山店余华寺区*	30万	40万	1980年露天结束, 1985年地下投产
赵庄铁矿*	20万	10万	1976年露天结束, 1977年地下投产

* 这些矿山形成覆盖层时, 均停产过渡。

19.4.1.1 统筹规划过渡方案

露天转地下开采矿山, 设计必须对整个矿床开采的全过程进行统筹规划。露天开采年限短的矿山(10年以内), 从矿山建设开始就应研究地下开采的过渡; 露天开采年限长的矿山, 要研究其何时过渡和如何过渡的设想, 在一定期限内作好统筹规划。

我国金岭铁矿和凤凰山铁矿在露天开采时期, 对地下曾进行过考虑, 提前开拓准备了地下工程, 保证了持续生产的稳定。

国外如芬兰Pyhasalmi铜锌矿, 在建设之前就有了统筹规划: 确定矿床上部用露天开采, 深部用地下开采, 其过渡的分界线为115m, 决定采用适用于露天开采的设备(露天开采10年左右, 地下的服务年限更长些); 确定在露天底以下200m处建一套破碎系统和一条斜坡道通向200m水平; 在露天采矿场外一侧开凿主副井工程, 来提升露天和地下回采的矿石。这一规划可缩短露天开采矿石运距, 减少汽车运输费用, 加速地下开采的试验。为利用露天剥离的废石作地下开采的充填料, 在露天采矿场下设一个试验矿块, 观察充填体的稳定性, 进行地下生产试验和培训人员。

该矿从1958年开始露天矿的建设,在六十年代由露天采出的矿量占75%,到1971年露天采出的矿量下降到30%,而地下采出的矿量上升到70%,该年的矿石产量为74万t,预计过渡期以后地下产量为80万t/a。可见,这个规划起到了对过渡开采的指导作用。

又如苏联Криворожский铁矿区●,各矿露天开采的境界深度很大,至今均已生产了几十年。根据各矿山的地质和技术条件(如矿石价值,开采难易度,剥采比大小以及矿石运输、排废和环境污染等等),研究了各矿露天向地下过渡的时间要求和可能存在过渡期联合开采的期限,见表2-19-4。

矿床开采向联合法和地下法过渡的界限

表 2-19-4

采选公司和矿床	露天矿极限深度 (m)	过 渡 边 界 (m)		联合法开采区段的 高度(m)
		联 合 法	地 下 法	
北部采选公司				
彼尔沃迈斯克矿	$\frac{666}{588}$ (650)	$\frac{536}{476}$	$\frac{730}{683}$	$\frac{194}{207}$
安诺夫斯克矿 (北部)	$\frac{305}{247}$ (300)	$\frac{262}{216}$	$\frac{388}{350}$	$\frac{124}{134}$
(南部)	$\frac{468}{397}$ (450)	$\frac{400}{377}$	$\frac{600}{560}$	$\frac{200}{183}$
中央采选公司				
1号露天矿	$\frac{462}{334}$	$\frac{404}{305}$	$\frac{551}{468}$	$\frac{147}{125}$

注:分子,未考虑地表破坏;分母,考虑了地表破坏;括号内的数字是露天矿设计深度。

同时,对一些技术问题也进行了研究。Криворожский铁矿认为,“重要的一条是首先要掌握露天与地下联合开采这一方法,即在一个矿床的同一垂直面上同时进行露天与地下开采”。

该矿在分析了表2-19-5的一些数据后认为“如果考虑在过渡时期内必须进行的科学研究、勘察、设计、基建和采矿准备等工作,提前进行规划设计的时间应不低于15~20年”。

提前建设的优点在于能缩短矿石运距(深露天采用地下井巷联合开拓),保护周围肥沃土地和周围环境(该矿地下用崩落法开采,露天矿的剥离废石,可有计划的排往崩落区);改善技术指标从而使开采较贫的铁石英岩成为可能(联合开拓后,运输成本每吨可降低0.399卢布,运输工人的劳动生产率每工班提高10.2t)。

19.4.1.2 分区分期交替过渡

对走向长度大或多区开采的露天矿,在转入地下开采时,可采取分区、分期的过渡方案,这种过渡方案简单易行,可避免露天与地下同时开采作业的干扰和提高技术经济指标。

例如松树卵矿,矿体走向长2000m,划为南北两个露天采矿场,日生产能力2000t,采取先北露天,后南露天向地下开采交替过渡,持续生产平稳可靠。松树卵矿的开拓纵投影见图2-19-19,露天转地下的建设安排见表2-19-5。

19.4.2 露天转地下的回采顺序

除应遵循地下开采的合理回采顺序外,对露天转地下开采矿山过渡期,在确定回采顺

● 引自《国外金属矿采矿》1986.6

表 2-19-5

東坡先生詩集卷下

[illegible]

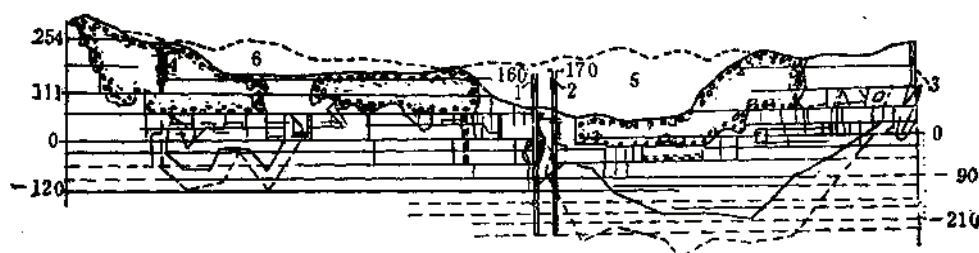


图 2-19-19 松树卯矿露天转地下纵投影图

1—主井, 2—副井, 3—南风井, 4—北风井, 5、6—南、北露天采场

序时, 应注意解决如下问题:

(1) 能满足矿山产量要求, 积极维持矿山持续生产, 超前下降边坡下矿体开采;

(2) 避免形成地压集中, 影响露天与地下的生产安全, 一般应采用两翼矿体向边坡(或中央)方向后退式回采顺序, 如Pyhasalmi矿。

(3) 多品种(品位不均)的矿山, 要与露天生产紧密结合, 使各品种的矿石产量和品位, 在一定的时间内能保持均衡出矿(采用胶结充填开采的矿山, 在不违背生产安全的情况下, 可早出和多出富矿)。

(4) 地下开采用崩落法回采的露天转地下矿山, 初期生产应与露天开采的回采顺序相一致, 保持一定的安全距离(80~100m)尾随露天矿进行回采, 如苏联“冰斗”磷灰石霞石矿。该矿过渡时期地下用阶段强制崩落法开采, 与其上方的露天开采底部台阶同时进行。其做法是首先在地下回采矿块的上部边缘由露天开采形成宽20~25m的安全台阶, 再用垂直于边坡掘进的半壁堑沟进行开沟, 此后, 沿走向扩大半壁堑沟, 使回采工作的宽度达80~100m, 可以同时进行两台电铲装矿, 保证梯段能以40~60m的高速度向前推进。

在地下的矿块尾随露天开采, 同时进行各种采准、切割和回采。

当露天工作面前沿推进到距矿块有足够的距离后(约100m), 顶柱的暴露面积为750~800m²。在实现露天与地下联合开采的同时, 没有遇到什么困难。这主要是靠高强度回采和细致的组织工作, 冰斗矿联合开采示意图2-19-20。

19.4.3 露天边坡的防护

露天采场边坡的稳定是确保露天开采安全生产的关键, 为此, 露天转地下开采时, 应采取如下有关措施:

(1) 对原露天开采建立的监测点要继续利用; 适当配备专职的技术管理人员, 加强地下开采点附近的观察;

(2) 对原露天边坡采取的疏干排水措施, 应尽可能的充分利用, 保持原有排水机构的完整。

(3) 对露天开采与边坡下的残留矿体和深部矿体同时进行地下开采时, 必须确保露天开采的生产安全, 注意露天与地下回采工作的相互配合, 采取控制爆破等有关防护措施。

(4) 要经常对边坡岩石的位移, 岩体的变形等进行监测, 掌握其移动情况和规律, 适时作出边坡可能滑动的预报, 及时采取有关措施, 确保生产的安全。

Криворожский中央采选公司的经验●。

1号露天矿东部边坡,以地下法开采一组互相平行的矿体,矿体埋深由几十m到1000m,厚度在80m以下,倾角 $50^{\circ}\sim 70^{\circ}$ 。如图2-19-20。在2号露天矿范围内,在北部边坡下也在进行地下开采,其地下开采对地表漏斗可能形成区范围的研究,可供参考,地下开采矿体与露天矿边坡的关系见图2-19-21。

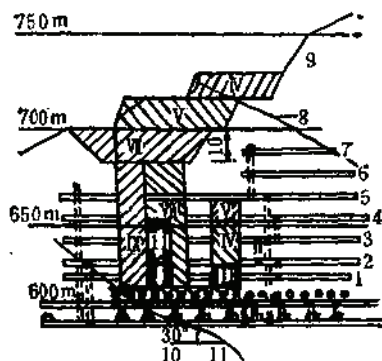


图 2-19-20 冰斗矿露天转地下联合开采
1~7—围岩阶段; 8—矿体上、下盘界线; I~IX—爆破顺序; 9—露天矿采场边坡线

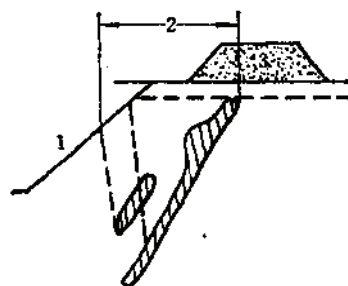


图 2-19-21 露天与地下开采矿体关系图
1—露天矿; 2—漏斗可能形成区; 3—剥离物排弃场

该露天矿的整个采矿作业都在岩石移动区内进行,岩石移动区地表沉降速度达 1m/a ,形成了裂缝、阶地和漏斗。实践证明,除崩落漏斗外,所有的地表变形都没有给穿孔爆破、电铲作业及汽车和铁路运输造成困难。

对整个露天开采作业有危险的是在地表形成漏斗。漏斗形成地点决定于地下空洞聚集地点。在这种情况下,当平均采深与回采垂高之比达如下数值时就会形成漏斗。

$$K \leq H/m_B = 15 \quad (2-19-1)$$

$$b_r = H \operatorname{ctg} \theta \quad (2-19-2)$$

式中 H 和 m_B ——分别为平均采深和回采垂高;

$K = 15$ 为漏斗影响半径;

θ ——漏斗影响范围角,在 Криворожский 矿区岩石条件下,各方向均为 85° ;

b_r ——影响范围。

19.4.4 境界顶柱厚度与覆盖岩层形成

境界顶柱留设与否,主要取决于地下采矿方法回采的技术要求,一般情况下,采用两步骤回采的方法过渡时,均要留临时境界矿柱,采用崩落法回采时,可不留境界顶柱而需要造成一定厚度的覆盖层。

19.4.4.1 境界顶柱的厚度

境界顶柱安全厚度的计算,有很多理论计算方法(详见岩石力学篇)。但由于影响因素多和一些参数难于确定,在实际工作中,大多数矿山仍参考类似矿山的经验选取。它主要取决于矿岩的稳固性和爆破技术(包括露天与地下)有关。在国内,对矿岩稳固的

矿山,其厚度一般在10m左右,有的也取回采矿房跨度的一半。苏联认为当矿岩的普氏(f)系数介于5~12之间时,境界顶柱的厚度必须等于或大于矿房的跨度,实际矿房的顶柱厚度为10~30m。有关国内外某些矿山境界顶柱厚度实际见表2-19-6。苏联某些矿山顶柱厚度与普氏系数的关系见表2-19-7。

国内外某些矿山实际境界顶柱厚度

表 2-19-6

矿 山 名 称	地下开采的采矿方法	境界顶柱厚 (m)
凤凰山铁矿	过渡期深孔留矿,后改阶段崩落法	7~10
冶山铁矿	分段崩落法	无
金岭铁矿铁山区	过渡期分段空场法,后改分段崩落法	无(13)
铜山铜矿	分段空场法(留矿法)事后胶结充填	矿房顶柱
铜官山铜矿	水平分层干式充填法	矿房跨度一半或10
松树岭矿	嗣室爆破阶段崩落法	无
加拿大Kidd Creek矿	分段空场法事后胶结充填	9
加拿大Frood Stobie矿	分段崩落法	12m护顶垫层
芬兰Pyhasalmi矿	过渡期分段空场法,后改分段崩落法	20

苏联某些矿山顶柱厚度

表 2-19-7

矿 山 名 称	普氏系数(f)	矿房宽 (m)	境界顶柱厚(m)
Криворожский	4~10	15~25	20~30
Ильдояковский	14~18	20~30	10
Нититовский	8~10	20~25	15~30
Хайтарганский	8~12	15~20	10~15
同上	同上	25~30	15~20
Вишневогор	12~14	10~15	10~15

境界顶柱的稳定性,是随着采空区时间的增长和采空区面积的扩大而减弱,在一定的矿山压力条件下,将由于应力集中而破坏。所以,缩短采空区存在的时间,减小采空区的尺寸,是增强境界顶柱稳定性的有效措施。

19.4.4.2 覆盖岩层的形成

有关覆盖岩层的移动规律,对覆盖岩层的质量和厚度要求,覆盖岩层的形成方法及其适用条件和矿山应用实例详见本篇第七章崩落采矿法有关内容。

对露天转地下开采的矿山,若过渡阶段初期采用两步骤回采留顶柱方案而以后改用崩落法开采时,要注意在初期矿房回采的拉底水平以上留6~8m厚度的矿石缓冲层,爆破露天境界顶柱和其他矿柱的同时,用深孔和嗣室爆破围岩,随着第一阶段回采的推进,覆盖岩层也跟着扩展,当第一阶段回采放矿结束后,覆盖层也随之形成了。

19.5 露天转地下矿山实例

19.5.1 金岭铁矿铁山区

金岭铁矿由7个矿体组成,呈扁豆状断续分布,延长2400m,向东南倾斜40°~60°,矿石以緻密坚硬

磁铁矿为主, 矿体厚度5~30m, 上盘为结晶灰岩和大理岩, 稳固性好, 矿区裂隙溶洞发育, 地下水丰富, 为矿坑水的主要补给来源, 地下潜水面为35~37m。下盘为闪长岩、二长岩, 稳固性好。

除1号、2号矿体已开采完毕, 7号矿体为盲矿体不适于露天开采外, 其余4个矿体均用露天开采, 矿山于1959年建成, 1971年和1972年分别结束3号、4号矿体和5、6号矿体的露天开采作业转入地下开采。

该矿山的特点是露天采场内的涌水量较大, 达 $3.9\text{m}^3/\text{d}$, 采用由井下巷道排水疏干的方式, 它为露天转入地下提前进行采准和开拓创造了条件, 见图2-19-22。

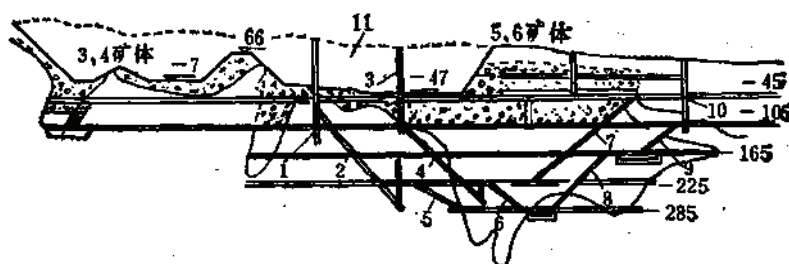


图 2-19-22 金岭铁矿开采系统纵投影图

1—上盘, 2—箕斗井, 3—下盘主斜井, 4—岩石井, 5—矿石井, 6—设备井, 7—人行井, 8—管子井, 9—通风排水井, 10—下盘副斜井, 11—露天采场

地下矿山从露天矿投产即在侧翼矿体进行回采, 并对露天采场下部的矿体进行了大量的采准切割工作, 形成了备采矿量且从1964年起即开始出矿, 生产衔接情况良好, 矿山在过渡期, 露天与地下开采生产量的衔接情况见图2-19-23。

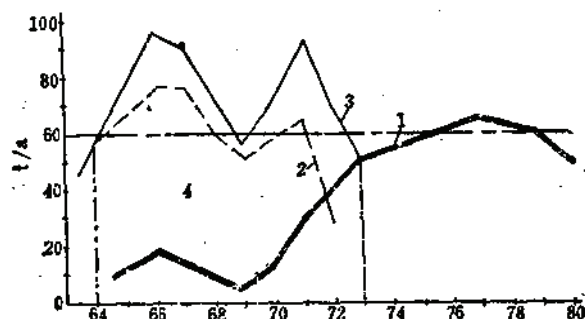


图 2-19-23 金岭铁矿露天转地下开采过渡期生产发展图

1—地下矿山年产量, 2—露天开采年产量, 3—全矿产量, 4—露天转地下开采过渡期

19.5.2 海城滑石矿

海城滑石矿1号矿体, 开采已有三十余年的历史, 年产由几万t到14万t的生产水平, 矿山先用充填法开采, 后改露天开采, 现转为地下用无底柱分段崩落法开采已采区残矿。

1号矿体厚35~150m, 长300余m, 倾角 $35^{\circ}\sim 45^{\circ}$, 呈扁头状产于白云石大理岩含矿带中, 围岩与脉石没有明显界限。

在1号矿体二勘探线以西开采到110m水平, 以东开采到150m水平, 从110m水平以上, 用水平分层充填法回采, 分层高3m, 采高2m留1m, 以密集支护进路回采, 进路长度为10m。充填料来源于掘进巷道的废石, 回采中的夹石和不能利用的矿石。该法回收率60%左右, 尚有40%左右的滑石不能回收, 为

回收这部分残矿，于1957年改为露天开采，到1965年夏季露天矿南帮滑坡，于1966年停产于141m水平。以后改用地下用无底柱分段崩落法开采。从177m水平回采露天采矿场边坡下的残矿，到1984年回采到147m水平。无底柱分段高6m，进路断面 4.8m^2 ，木支护，间距 $0.8\sim 1.0\text{m}$ ，放矿步距 $0.8\sim 1.5\text{m}$ 。

经过多年回采露天采矿场边坡下，已采区的残矿是成功的。在生产中遇到的主要问题是底板充填物局部没有压实形成空隙，棚顶压力加大，柱脚下陷，如不及时处理将威胁安全生产。滑石矿的露天边坡开采见图2-19-24。

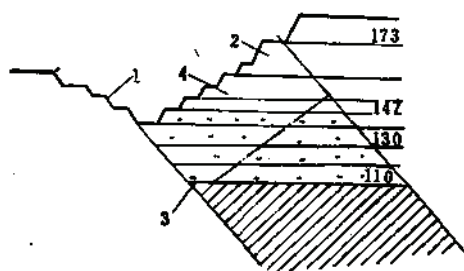


图 2-19-24 海城滑石矿露天边坡开采示意图

1—露天开采境界；2—1966年开始回采区；3—原设计的露天开采境界；4—二次回采采空区

19.5.3 冶山铁矿北采区

冶山铁矿产于花岗闪长岩与白云岩的接触带中，矿体长 $450\sim 700\text{m}$ ，倾角 $35^\circ\sim 80^\circ$ ，平均厚 20m ，一般 $2\sim 60\text{m}$ ，矿石以磁铁矿为主， $f=8\sim 12$ ，较稳固，上盘白云岩 $f=10\sim 12$ ，稳固，下盘花岗闪长岩 $f=8\sim 10$ ，稳固，但在接触带处砂卡岩，不稳固。

该矿是1957年开始露天开采，分两个区段，全长 500m ，宽 $30\sim 60\text{m}$ 。采用斜坡卷扬开拓，小型机械开采。两个区段分别于1959年和1973年结束露天开采转入地下开采。

地下开采工程于1965年开始建设，1973年基本建成，采用下盘竖井和盲斜井联合开拓，东西两翼斜井井的中央对角式通风系统，见图2-19-25和图2-19-26。

该矿的特点是在矿体走向全长上有两个小露天矿单独开采，服务年限和下降速度不一，西部二塘口露天开采仅三年，早已进入地下开采而东部三塘口露天生产15年。东部采用崩落法过渡时形成垫层和同时生产产生一定矛盾，为了维持持续生产，采取了以下措施：

(1) 二塘口地下矿柱分段处理，矿柱处理与覆盖层的形成从西端开始向东推进；

(2) 东部露天（三塘口）分段结束，分段形成覆盖层，使形成覆盖层的工作与其它地段的生产同时进行，保证了持续生产；

(3) 采用露天明室大爆破形成覆盖层，可以大大缩短形成覆盖层的时间。还可保证爆破安全，爆堆均匀和节省投资。

(4) 明室爆破的计算和实践证明，当明室至保护点的最短距离 $R > 2W$ （爆破漏斗影响半径）时，可以保证不受破坏。

19.5.4 加拿大Kidd Creek多金属矿

Kidd Creek矿位于加拿大安大略省西部。矿体最大厚度 165m ，最大走向长 660m ，倾角 80° 以上。地表出露的1号矿体延深 1000m ，2号矿体最大埋深离地表 1600m 。该矿矿岩很稳固。

矿山设计上都用露天开采，最大开采深度 230m ，年产矿石 $250\sim 300\text{万t}$ （ 10000t/d ），生产十年以

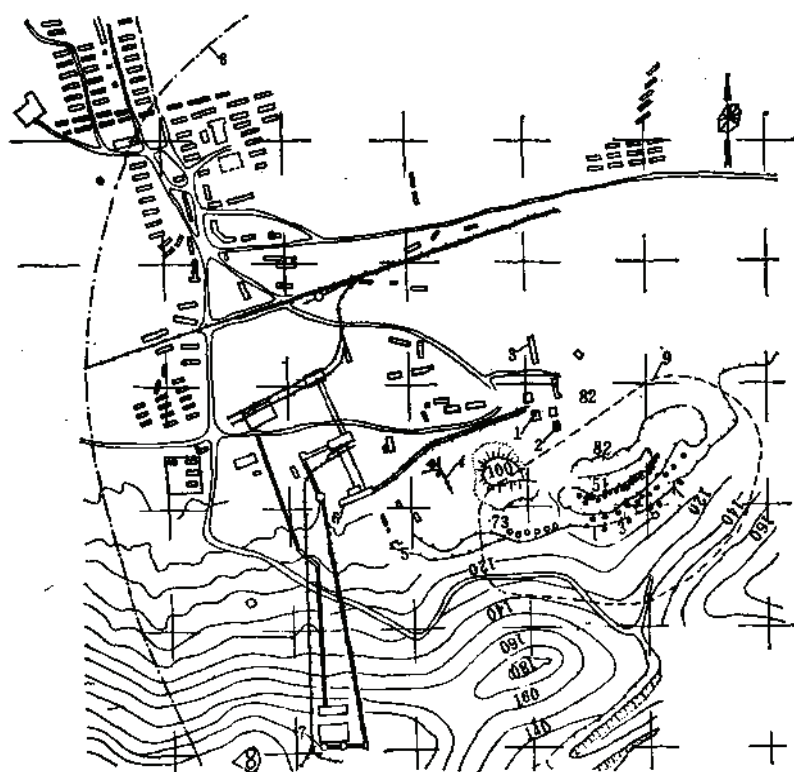


图 2-19-25 冶山铁矿露天与地下总图布置图

1—主井；2—副井；3—压风机房；4—斜井；5—西风井；6—粗破碎；7—选厂；8—爆破地震危险区；9—个别飞石可能范围

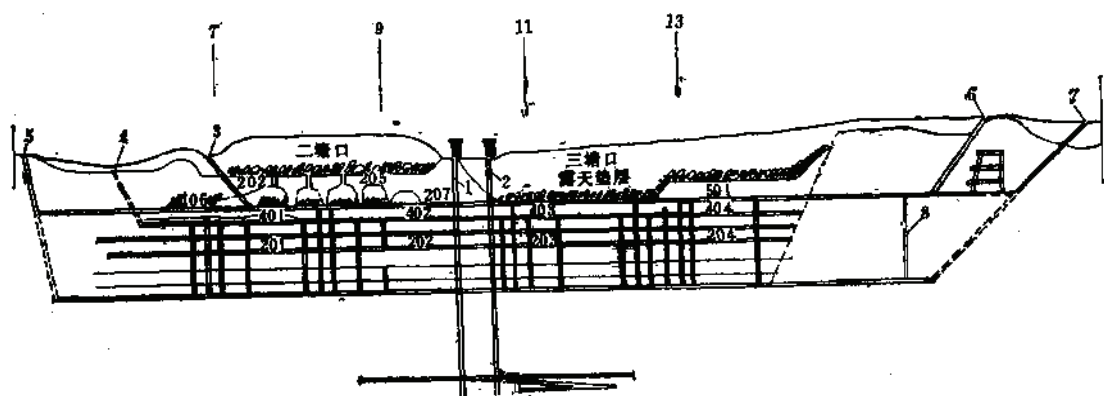


图 2-19-26 冶山铁矿北矿区纵投影图

1—主井；2—副井；3—2号井；4—原1号井；5—西风井；6—老东风井；7—新东风井；8—副矿井

后转入地下开采。设计认为，矿山的地下工程施工开始越早越好，因此，在露天矿生产后的第二年（1968年）即开始了地下开采竖井的建设。主要考虑：

- (1) 露天矿生产后期，矿石品位控制和产量平衡较困难，若有地下开采，有利于配矿和稳定生产。
- (2) 地下开采采用的新技术、新工艺、新设备需要有一定时间以训练新的技术工人。
- (3) 在地下建设和试生产过程中，可及早了解矿岩性质和开采技术条件，有利于指导地下开采的

设计计划, 获得采矿经验, 且在露天矿一旦发生事故时, 不致全面影响选厂的供矿。

(4) 地下建设的条件较露天差, 有许多不可预计的因素, 从长远看, 地下建设越早越好。

Kidd Creek矿地下的控制性工程是一条深915m直径7.2m的混合竖井及其旁侧的溜破系统和装备, 总工程量达70000m³, 必须提前进行开拓。

设计建设中的一些技术问题:

(1) 转入地下开采时, 在露天矿没有结束的底部以下矿体, 计划(实际)先回采30%的矿石储量,

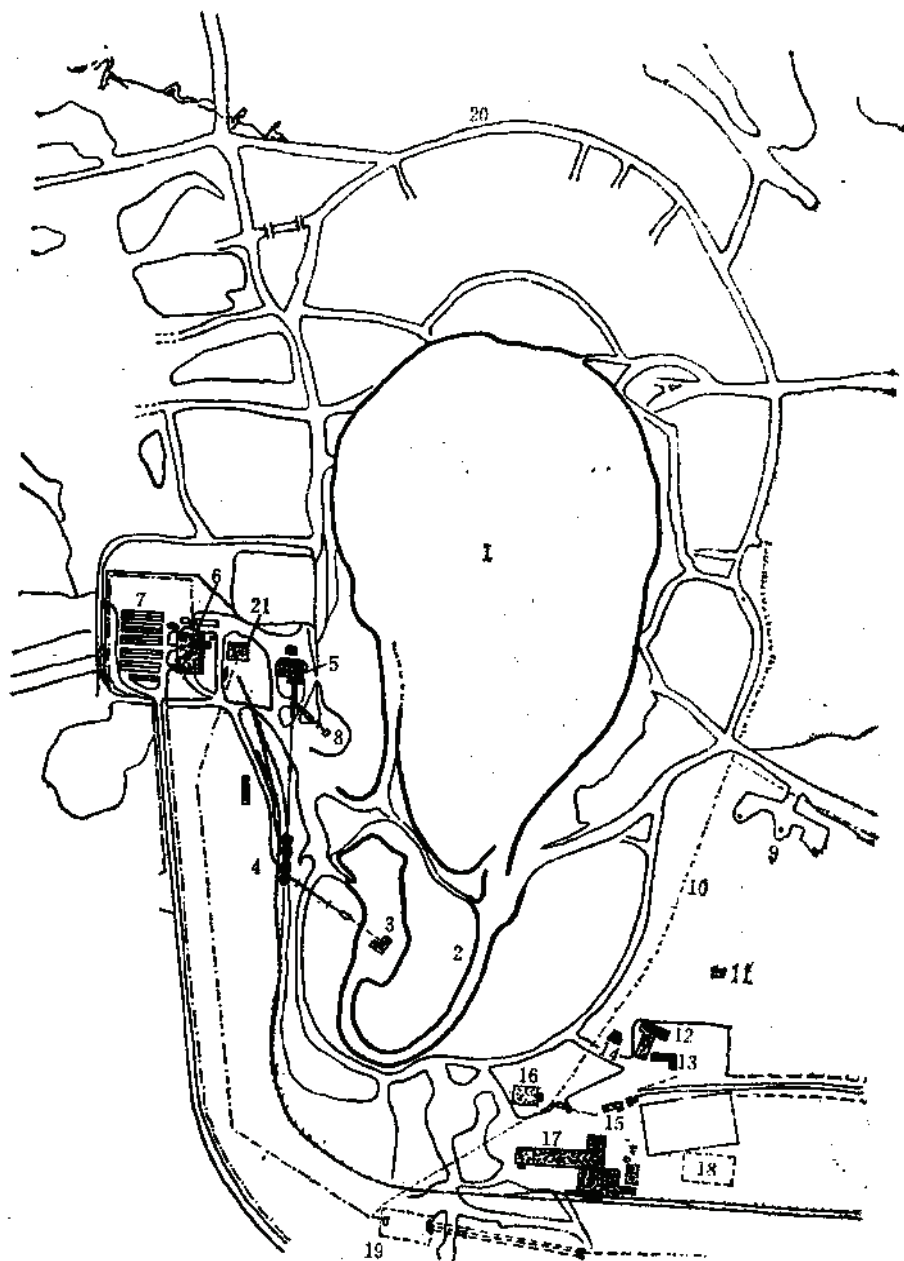


图 2-19-27 Kidd Creek矿总平面布置图

- 1—露天坑; 2—斜坡道口; 3—破碎站; 4—粉矿仓; 5—竖井井口房; 6—办公大楼; 7—停车场;
8—皮带廊; 9—炸药库; 10—高压线路; 11—仓库; 12—储藏室; 13—岩芯库; 14—木工房; 15—食堂;
16—焊接站; 17—机修车间; 18—垃圾堆场; 19—变电站; 20—永久性公路; 21—发电站

留下70%的网格矿柱。其露天坑底与地下矿之间的境界顶柱为9m, 实际因台阶高度不同, 最厚达75m。此部分矿柱在露天开采结束以后, 从露天坑打钻进行回采, 其余部分矿体采用分段空场法事后胶结充填法回采。

(2) 为保证尽快开拓上部回采水平, 采用场内斜坡道与露天采场外设竖井的联合开拓, 斜坡道可使地下开采的上部矿体超前于竖井3~4年时间进行试生产和出矿, 大大缓和了露天矿的生产压力, 确保了矿山的持续稳产。

(3) 当回采露天与地下开采的境界顶柱时, 地下将产生大量涌水。此时, 除尽量保留露天坑底的泵站外, 在地下设计了一个能储水的采空区作为容纳突然涌水或暴雨季节的临时储存。

(4) 在境界顶柱回采以后, 冬季将产生很大的压力作用于通风系统, 故选用压入式通风, 使各工作面均处于正压状态, 防止冷空气入侵坑内。

该矿实践生产衔接良好, 地下所有的开拓工程在七年内完成, 而在第三年以后, 就陆续开始出矿以弥补露天矿的不足(品位或产量), 露天矿结束后, 地下矿即全面投入生产, 年生产能力超过了露天矿的水平。目前该矿深部发现了2号矿体, 日产量已由原来的一万吨发展到26000t/d。现全矿共840人, 全员劳动生产率每人日约30t。露天转地下开采过渡很顺利。有关露天地下开采总平面布置见图2-19-27。露天转地下开采关系及纵投影见图2-19-3和图2-19-4。

19.6 地下转露天开采

19.6.1 概述

地下开采转而采用露天开采的矿山, 主要须解决好露天矿的生产和安全问题。如测定地下空硐位置, 掌握地下开采时的岩石移动范围和应力的重新分布情况。

地下转露天开采的过渡阶段, 一般可采用分期或分区建设, 因此, 它的过渡对生产衔接并非重大问题。

与地下开采有关的内容, 主要是考虑在地下转露天开采过程中, 如何与原有井下工程相结合的问题。

地下转露天开采的矿山, 大都系地下开采损失较大或因泥水下灌、地下开采发生内因火灾等原因而引起的。国内如铜官山铜矿、铜山铜矿、弓长岭铁矿某些坑口以及如海城滑石矿、焦家金矿(露头)等。国内外地下转露天部分矿山实例见表2-19-8和图2-19-28、图2-19-29。

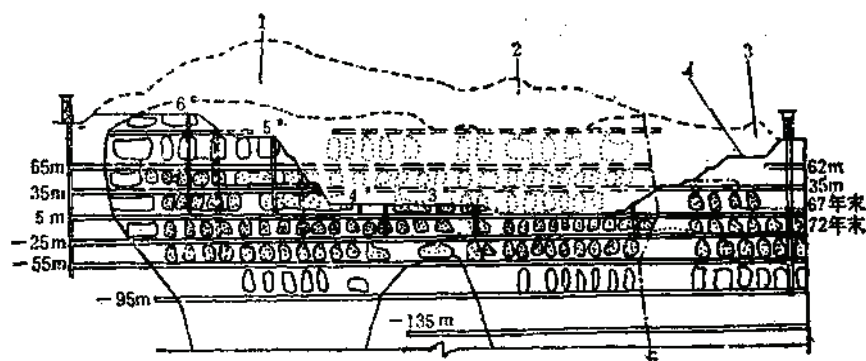


图 2-19-23 铜官山铜矿露天地下开采纵投影图

1—小铜官山; 2—老庙基山; 3—松树山; 4—露天矿境界

地下转露天部分矿山实例

表 2-19-8

矿山名称	开拓系统	采矿方法 (原采矿)	资料来源
铜官山铜矿	露天地下井下联合开拓	水平分层废石充填法	铜官山铜矿
铜山铜矿	同上,溜井下放,箕斗提升		铜陵有色金属公司
海城滑石矿		上向进路废石充填	
苏联, Тарнау	平硐溜井, 露天、地下联合开拓	阶段崩落法	1986年8期《国外金属矿采矿》
苏联Мукуланский	平硐箕斗下放矿石, 露天地下联合开拓	阶段崩落法	1986年8期《国外金属矿采矿》
苏联Зыряновский	主、副井开拓	分层崩落法, 废石充填法	1975年兰州有色冶金设计研究院译《联合开采》
美国Morenci铜矿		阶段崩落法	1975年长沙有色冶金设计研究院《国外金属矿联合开采》
美国Berkeley铜矿		空场法	

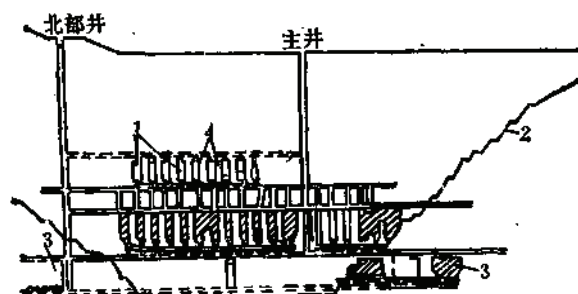


图 2-19-29 ЗЫРЯНОВСКИЙ矿地下转露天开采图

1—已采矿房; 2—露天矿设计境界; 3—边坡中开采的矿房; 4—矿柱

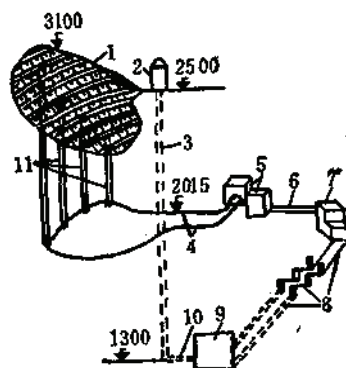


图 2-19-30 Мукуланский地下转露天后的开拓方式

 1—露天采矿场边界; 2—包括破碎车间在内的地面建筑物总体; 3—箕斗竖井; 4—铁路运输平硐;
 5—破碎站; 6—运输线路; 7—磨矿车间; 8—水力运输系统; 9—选矿厂; 10—运输平硐; 11—矿石溜井方案

19.6.2 地下转露天开拓方案

地下转露天开采时,开拓的要求一般与地下开采是相同的,不同的是,在首先采用地下开采(特别是用崩落法开采)的矿山,在其上部转而采用露天开采并与地下井巷联合开拓时,要注意避免把井巷设置在已采区的岩移带范围内,例如采用溜井下放露天矿石时,溜井井位选定和其下放矿石的运输方案就需很好研究。如苏联Мукуланский●原采用平硐溜井开拓,由于在露天采场范围内,存在地下开采的移动带或空硐,常使溜井井壁坍塌而堵塞,以后改用在露天境界外用箕斗井下放矿石的方案,见图2-19-30。

19.7 露天与地下联合开采

19.7.1 概 述

联合开采的大多数内容,它的特点和要求以及应注意的安全和技术问题同露天转地下开采过渡期的联合开采内容基本是相同的。不同点在于它从矿山设计(生产)开始就要研究露天与地下同时开采时的相互影响和相互之间的配合协调关系。这类矿山设计比露天转地下或单独设计一个露天(地下)矿复杂。它除了要考虑露天转地下时遇到的一些技术和安全问题外,还要研究露天地下联合开采时总的矿山能力及其平衡;要确定露天与地下同时开采时的最优境界;要分别研究露天与地下各自的开拓运输系统以及可能的联合开拓方案;其它如排水、通风以及公用设施等方面均需进行全面综合研究。

目前,世界上应用全面的联合开采(即从矿山一开始生产和以后较长时期采用露天与地下联合开采)的矿山,除苏联Ганский多金属矿等个别几个矿山外,其它矿山的联合开采基本上都是短期的(几年)或在同一矿体范围内走向方向上相互不太干扰的联合开采,如我国铜山铜矿前山区、铜官山铜矿、苏联Мервежий多金属矿、美国Medchill钨矿、加拿大Suliven多金属矿以及芬兰Erzberg菱铁矿等矿山。这是由于能够适用于全面联合开采的矿山必须是储量大,深部含有富矿体或国家急需的矿种,还受开采技术发展水平、施工力量以及投资可能的制约。所以世界上实际应用的范围较局限。但是它的优点也是明显的(详见19.1),设计上应引起足够的重视。

本节从当前情况出发,对某些矿山实际经验在过渡时期联合开采的基础上进行补充介绍。

19.7.2 联合开采的地下采矿方法

在地下开采的岩石移动带的上部,同时进行长时期露天开采的矿山。除缓倾斜矿体,允许在留设境界顶柱后,用房柱(充填)法进行回采外,倾斜和急倾斜的矿体只能用充填法(最好胶结充填)进行回采。矿岩均稳固时,采用空场法(留矿法)事后充填;矿岩中等稳固时,可采用分段充填法或上向水平分层充填法;矿岩均不稳固时,采用下向充填采矿法。如果不采用胶结充填而用废石或尾砂充填,就要保留大量矿柱,等到露天开采结束后才能回采;用空场法或崩落法长期与露天开采同时作业是有危险的。

19.7.2.1 阶段矿房法回采废石事后充填法

这种方案是在胶结充填未发展以前常使用的一种方法。它往往也是过去地下转露天开采常用的方法。如苏联Ганский多金属矿[●]，见图2-19-31。

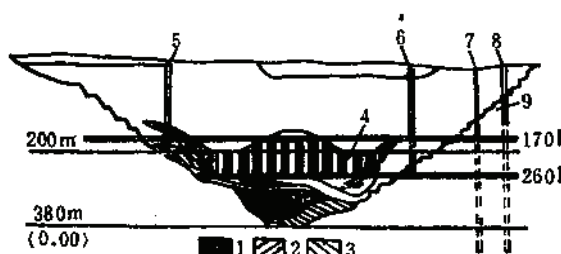


图 2-19-31 Ганский初期废石充填的联合开采法

1—黄铜矿和铜、锌黄铁矿；2—黄铁矿；3—浸染矿；4—矿房；5—通风井；6—勘探用井；7—主井
8—副井；9—露天矿设计境界

该矿床由于品位较高的矿体埋藏于地面以下170m深处，而矿床具有内因火灾的可能，适用于露天开采。如果用露天法向下采掘到此部分富矿体要比初期用地下法开采晚11~12年。由于国家急需铜而采用了在露天矿剥离和上部开采的同时用地下方法开采此部分富矿体。回采后的空矿房用剥离废石事后充填。矿柱矿量暂不开采而是由露天开采下降到170m水平时，由露天矿采出。

Ганский矿初期开采，留设境界顶柱的厚度要求不小于100m。为此，露天下降到80m深度时，地下开采就需停产或下延，这种方法，对持续稳产和安全生产都不利，同时露天开采的贫损增大，成本增高。同时开采时间仅十年。

我国铜官山铜矿也采用过短期的露天与地下联合开采，地下开采矿房用水平分层废石充填法回采，露天剥离废石作充填料，暂留境界矿柱和矿房间柱和顶底柱，在露天开采结束以后再用分段崩落法回采矿柱。露天坑底与地下之间的境界矿柱厚约10m，见图2-19-32。

19.7.2.2 阶段矿房法事后胶结充填

Ганский矿为了克服废石充填存在的问题，在苏联第一次试验应用了碎石混凝土胶结充填法。实践认为，胶结充填用于联合开采可保证矿床生产安全可靠，总的生产能力比单一开采提高50%（在Ганский条件下）境界顶柱可由原设计的100m降为60m。混凝土柱的强度要求应不低于5MPa（开始认为要10MPa）。

Ганский矿的充填料采用的配比为（以1m³计）水泥40kg；水碎高炉渣360kg；水360L；粘土杂质含量介于30~40%之间的砂1260kg（最初认为，粘土含量不应高于16%，实际生产中，粘土含量小时，易堵管）。

Ганский矿露天与地下联合开采境界顶柱留设与矿房回采之间的回采顺序关系如图2-19-33所示。

该矿自采用胶结充填以来，已与露天同时开采达20年，获得了良好效果。

（1）矿床的总的生产能力提高了50%，保证了高品位铜矿生产长期均匀，保证了企

● 引自《国外金属矿采矿》1984、12及1984、5。

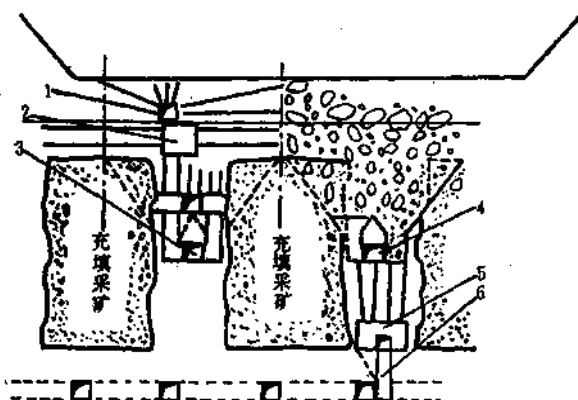
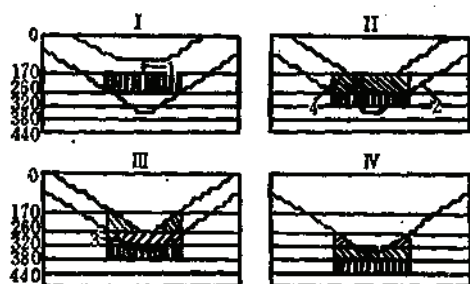


图 2-19-32 铜官山铜矿露天地下联合开采图

1—上分段电耙巷道；2—凿岩硐室；3—上分段采准耙道；
4—上分段出矿耙道；5—上向扇形深孔硐室；6—下分段
采准耙道

图 2-19-33 Ганский矿露天地下联合开
采回采顺序

I、II、III、IV—矿山开采推进先后顺序；1—第
一期回采境界矿柱；2—露天矿最终境界线；3—胶
结充填矿柱范围；4—废石充填留矿柱的范围

业工作的高度协调；

- (2) 提前很快的开采品位很高的矿石，使所获利润几乎为公司建设投资的三倍；
- (3) 矿石回收率高达95%，贫化率低；
- (4) 生产作业安全；
- (5) 不另增投资，可很好的解决了露天开采的排水问题；
- (6) 解决和排除了内因火灾的可能性。

19.7.2.3 地下用下向胶结充填法回采

这种方法适用于矿床围岩均不稳固，构造发达的富矿体的联合开采。如苏联Золдх多金属矿[●]。这个矿山的联合开采，地下开始用留矿法和分段空场法回采，后改用上向水平分层法开采，均因作业不安全（即使10~12m²断面，到处发生冒顶和塌落），矿石结块不能放矿；贫化损失大（20%）等而失败。后改用无轨开采的下向胶结充填法获得成功。

露天与地下同时开采时的境界顶柱厚100~125m，此段矿柱，将在露天结束后再用地下开采。

19.7.2.4 地下用分段充填法回采

奥地利Erzberg菱铁矿年产矿石1000万t，露天开采量700万~750万t，地下采出250万t。部分地区的地下开采在露天底部用分段废石充填法回采。废石取自巷道掘进和露天矿的剥离，也采用选矿尾砂充填，如图2-19-34。

19.7.3 露天地下联合开采时的开拓方案

这类矿山，露天与地下开采均有较长的服务年限。露天矿的采深较大且与地下矿山同时建设。因此，生产初期，均采用独立的开拓运输系统。地下矿山的井巷工程建在露天坑的外部，其出口往往与露天坑的地面运输相结合。在露天开采向深部发展后，地下开采已

● 引自《国外金属矿采矿》1983，7。

有一套完整的系统,此时,露天开采的开拓运输系统就有可能与地下开采的开拓系统相结合(特别是深凹露天矿,运输矿石与废石的运输距离增加,费用增大)。因此,在联合开采的开拓设计过程中,就要研究露天开采的地面开拓系统转为与地下工程联合开拓的问题(进行减少边坡角剥离量与增加地下井巷工程量计算比较;进行各不同方案运输系统的能力和运输费用比较;研究由露天运输转而采用露天地下联合开拓运输最优深度等)。其方案的选定取决于各矿的具体特点和开采技术发展水平,经技术经济比较后确定。苏联 Ганский 矿的开拓系统见图2-19-35。

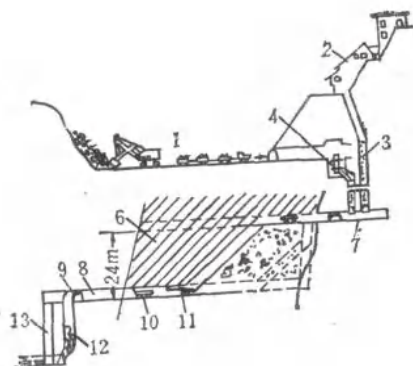


图 2-19-34 Erzberg露天地下

合开采图

1—露天矿, 2—选矿厂, 3—废石仓, 4—充填料破碎机, 5—充填料, 6—矿体, 7—充填平巷, 8—出矿穿脉, 9—运输平巷, 10—矿车, 11—装岩机, 12—矿溜井, 13—联络用天井

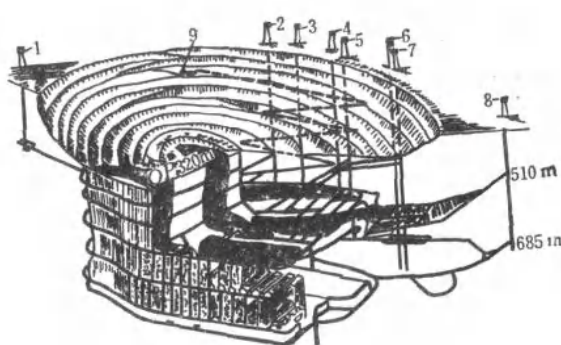


图 2-19-35 Ганский矿露天与地下联合开采开

拓系统立体图

1—1号南风井, 2—2号南风井, 3—充填井, 4—罐笼井, 5—箕斗井, 6—提升井, 7—中央区风井, 8—北风井, 9—斜坡道口

该矿一期工程采用场外主副井开拓,竖井下延到400m,二期建设由440m延伸到685m,采用场内斜坡道与场外竖井联合开拓。露天矿的开拓运输初期完全在地面进行,后期与地下开拓(特别是排水和排废系统)进行联合。

联合开拓的内容、优缺点与露天转地下过渡期基本相同,详见本章19.3.2.4节。

19.7.4 应用实例

19.7.4.1 铜山铜矿

铜山铜矿全矿分三个矿段:铜山、前山、前山南矿段。铜山区位于矿区的东南,是一个露天开采后转地下的矿段,前山位于矿区之西北采用联合开采,前山南段只用地下开采。

前山区原为地下崩落法开采,后因高温发火自燃,~40m以上改用露天开采,为满足国家急需铜的要求,采用联合开采。地下开采的采矿方法改用混凝土胶结充填,露天坑底与地下开采之间留10~17m境界顶柱。

矿山开拓运输采用与地下井巷的联合开拓,见图2-19-36。

矿山采用抽出式通风和防排水的综合措施。包括:

- (1) 露天开采境界外设截水沟,将水引出露天采场;
- (2) 与露天坑相通的崩落区的巷道口用混凝土封闭,并在封闭墙的下部装带闸阀的水管。在通往

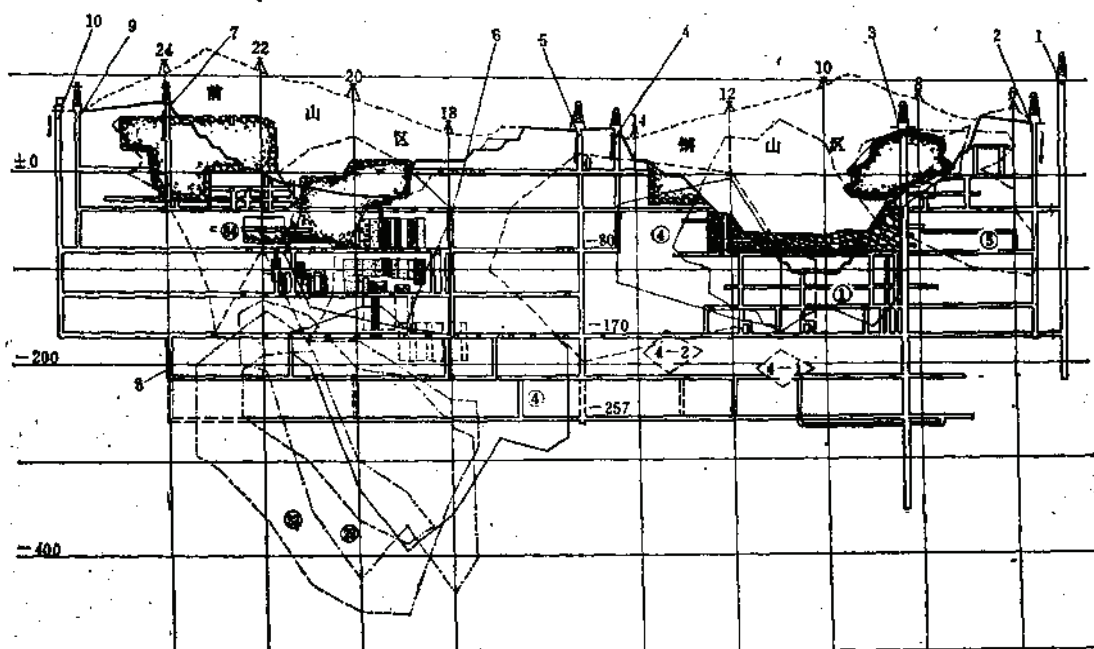


图 2-19-36 铜山铜矿露天与地下联合开采系统纵投影

1—主井；2—一、二号井；3—新大井；4—铜山北小井；5—中央副井；6—盲井；7—九号井；8—盲井；9—四号井；10—南风井

-40m露天坑底的通道口安装防水闸门，大雨季节将闸门关上，将露天境界内的雨水贮存在露天坑和崩落的矿堆或穿脉内，同时打开穿脉口上的闸阀排水。

(3) 在铜山风井-40m水平设排洪泵房，安有三台水泵（其中二台300kW一台100kW），泵房地板高出-40m巷道1m。

(4) 地下开采与露天开采的正常排水在主副井车场还设有排水泵房。

19.7.4.2 Гороблагодатское铁矿

该矿已开采250年，近30年中，用露天与地下同时开采，为同一矿体的走向方向上同时采用露天与地下开采的矿山。矿床中段为露天矿，矿床南北两翼分别为南矿井和北矿井，见图2-19-37、图2-19-38。



图 2-19-37 Гороблагодатское铁矿联合开采纵投影图

1、2—南矿井和北矿井；3—中部露天矿；4—矿体；5—露天开采与地下开采重合区；6—南矿井保安矿柱；7、8—分别为中部露天和北矿井保安矿柱；9—中部露天临时保安矿柱

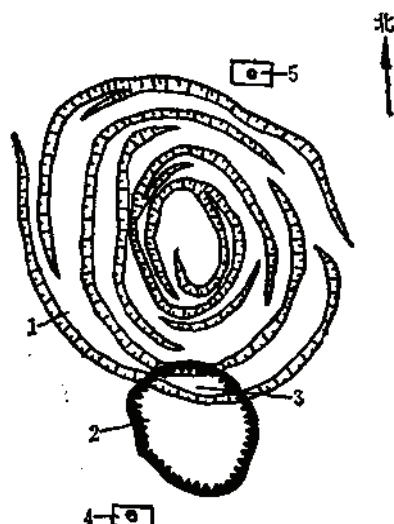


图 2-19-38 Горовлодастское铁矿开采平面图

1—中露天矿；2—南矿并陷落区；3—露天地下开采重合区；4、5—南、北矿井工业场地

该矿床系一组厚度为20~50m的层状矿体，硬度为 $f=10\sim14$ ，南北走向、向东倾斜、倾角 $30^{\circ}\sim50^{\circ}$ 直接从表土中出露，埋深大于500m。

1978年以前，中露天和南矿井实际上是独立开采，互不干扰。为保护露天矿南帮不受下部地下开采的影响，在露天底留存了保安矿柱，矿柱矿量超过400万吨，原定在露天开采结束后再回采矿柱（见图2-19-37）。在这一时期，地下开采在 ± 0 m和-80m水平之间进行（地面标高275m），而露天开采已达到极限深度+60m。但由于钢铁厂对铁矿石需要量的增加，而必须把中露天矿的生产继续下去，因此需对露天矿进行改造和考虑回采保安矿柱问题。

改造方案规定：露天矿南帮往矿井陷落区那侧扩帮，以使露天矿开采量达到最大限度，并使地下开采所留矿柱量减至最少。为实现此一方案，在较短时期内采完 ± 0 m水平的矿石，并在-80m水平暂留320万t矿石待露天开采越过陷落带后再回采。

采场西南的扩帮是从岩石滑动已停止的老塌陷带的西南开始。露天开采向陷落区扩展，不利之处在于限制了露天开采的发展，有利的是陷落区可用以堆置中部露天矿剥离的废石且可为陷落区复垦带来方便，减少了外部排土场占地面积，并提高了土地的利用程度；

由于运距缩短，减少了剥离废石的运输费用。

为保证排土场同陷落区之间的运输线路以及排土场地的安全问题。通过大量观测和研究认识到：

(1) 陷落角边缘的断裂和错动范围在250mm以下时，断裂破坏对排土机排土工艺设施和汽车运输没有危险，而有危险的是地面产生漏斗的突然塌陷。

(2) 在Горовлодастское铁矿条件下，经实测记录统计分析表明，塌落漏斗的坡角为 85° 。

(3) 划定区保护带宽度加宽10m。

除了确定漏斗形成过程的参数外，还要采取一系列测量和技术措施来保证陷落区内生产的安全，其中包括：制定专门的测量规定；组织并进行仪器观测；分析覆盖岩层错动发展状况的测量资料，必要时进行钻探找出地下老采区的空洞，培训专业人员并制定陷落区内的作业规程。

用汽车将废石从采场运到陷落区，因运费降低，每年获利超过10万卢布。

Горовлодастское矿的联合开采表明，这种方法是具有发展前途的，它可使开采工作对周围环境的影响大为减少。按照这种方案，剥离量（1980万 m^3 ）可以在露天矿开采期内将陷落区（1500万 m^3 ）完全填筑，并且解决了陷落区的复垦问题。

第二十章 矿山安全技术与工业卫生

责任编辑单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

编写人 向良度 沈伯康

20.1 概 述

在采矿过程中由于受自然条件的制约,产生一些危害安全,不利健康的问题。例如有些矿山存在着地压、地下水、地热等危害;含放射性矿物的矿山,有氡及其子体的辐射;矿石和围岩中含自燃性矿物的矿山,存在内因火灾的危险;地震和泥石流区域内,有抗震和防泥石流的要求。由于井下凿岩和装运采用了大型柴油自行设备,带来了防尘、防有毒气体、防噪声、防震动等问题。高温采区需防热害;低温区需防冻等。这些在设计中必须加以解决。

为了保证采矿生产过程中不受以上这些危害安全和不利健康因素的影响,以保证生产安全和工人的健康,国务院及有关部门曾颁发了许多规定,在设计中必须认真贯彻执行。

(1) 国务院国发[1979]100号文批转国家劳动总局、卫生部《关于加强厂矿企业防尘防毒工作的报告》;

(2) 国务院国发[1984]97号文《关于加强防尘防毒工作的决定》;

(3) 国务院国发[1982]30号文发布的《矿山安全条例》;

(4) 国家计委、财政部、国家物资总局、国家劳动总局颁发的劳护[1977]105号文《关于加强有计划改善劳动条件工作的联合通知》;

(5) 冶金部颁发的《冶金矿山安全规程》;

(6) 中华人民共和国《爆破安全规程》;

(7) 《工业企业设计卫生标准》TJ36—79;

(8) 《放射防护决定》CBJ8—74;

(9) 《防止矽尘危害工作管理办法》(草案)(1963年9月经国务院批准,1963年10月由劳动部、卫生部、全国总工会联合发布试行);

(10) 冶金部颁发的《抗震规定》。

除此之外,化工、建材及核工业等各主管部门亦均制定和颁布有相应的条例和规定。

20.1.1 设计内容深度

(1) 设计的主要依据,包括有关规程、规定以及基础资料,主要说明是否有异常的自然灾害和职业危害;

(2) 初步设计中应阐明各种灾变发生的可能性和工业卫生中尘埃、有毒气体等的危害程度。

(3) 设计对开拓方式,巷道布置、开采顺序、通风等各个系统中应有消除或预防灾

变危害的措施;

- (4) 论证选择的开采方案能适应或削弱灾变的可能性;
- (5) 灾变前的各种预防性设施、工业卫生的各种防治设施;
- (6) 灾变中应有各种设施的操作顺序、人员的撤退计划、缩小灾区的扩散范围等;
- (7) 灾变时的安全救护工作;
- (8) 安全和工业卫生中的各种检测工作和化验工作;
- (9) 安全组织机构和卫生保健组织, 以及各种安全人员的编制;
- (10) 安全和工业卫生的各种专门设施、设备、器材和测试仪表等;
- (11) 安全生产中的各种辅助性设施;
- (12) 安全和工业卫生的概、预算。

20.1.2 需要的主要资料

- (1) 矿区气象资料, 包括历年的气温最高月、最低月的平均温度等;
- (2) 矿区水文地质资料, 包括历年降雨量、降雪量、最高洪水位、地表河、湖、塘、沟、渠以及水库的容量和历年的最大蓄水量, 位置以及相互间联系;
- (3) 含水层, 断层、破碎带、溶洞、老采区、旧巷道, 钻孔的贮水情况以及空间分布规律, 及与地表的关系;
- (4) 地形地貌, 断层、破碎带与滑坡、泥石流、滚石、雪崩的关系、规模等;
- (5) 矿井地温梯度、矿岩热物理参数、地质热源, 热害成因、热害区范围;
- (6) 矿石和岩石中游离二氧化硅的含量及其有害组分;
- (7) 矿石和围岩有无自燃矿物成分;
- (8) 矿石和围岩中是否有放射性元素;
- (9) 矿区的地震史及地震等级资料等。

20.2 矿山安全主要技术措施

安全技术措施主要是防止自然灾害的发生, 以及阻止工艺过程中即将发生的事故。有异常情况的矿井中应该采取相应的设施等。

20.2.1 灾变设施

- (1) 每个矿井至少有两个直通地表的安全出口, 各阶段、采区和采场都应有两个通往安全出口的通路;
- (2) 矿山的各种安全出口, 应满足工人在一定时间内从任何工作地点有撤出的可能性;
- (3) 未能撤出的部分人员, 应能安置在避难硐室内。室内应有足够新鲜空气、水, 有可能时应有管道输送所需物品、空气等, 硐室有隔离门等;
- (4) 井口和各阶段井底车场, 办公室、医务室、以及主要工作地点都必须设置联系信号 (如声光灾害报警装置、通讯联络电话等);
- (5) 井口、井下各阶段井底车场, 各硐室, 各主要工作地点设置相应的消防器

材等,

(6) 井下各安全路线应设置照明, 各分道口应安有明显的路标;

(7) 根据冶金部《冶金矿山安全规程》第215条规定, 主扇应有使矿井风流在10分钟内反向的措施, 因此设计中应设置反风装置。

以上涉及的安全技术和工业卫生均为全矿性的灾变事故。有关局部性问题, 一律遵照安全规程和爆破规程进行设计。

20.2.2 防 灭 火 措 施

井下火灾来源于内因火灾和外因火灾。

内因火灾防治详见第十八章地下火灾预防与扑灭。

明火器材和电气设备使用不当是产生火灾的外因, 如井架失火, 大量烟雾会灌入井下; 而木材支架着火, 会造成全矿性火灾等。

预防外因火灾的措施:

- (1) 设计中的电气设备应有保护装置;
- (2) 易燃、易爆物品应有专门的运送、保管、颁发和使用的设施;
- (3) 设有反风装置, 在有关地点设置防火门;
- (4) 井架等尽量采用不燃性材料。

20.2.3 防 水

矿山突然发生涌水, 能淹没整个矿井, 有时会引起地面大范围的陷落。

一般水灾由地表水或地下水引起。地表水包括降雨降雪及河、湖、塘、沟渠、水库中的水; 地下水包括含水层、溶洞、老采区、旧巷道、断层、破碎带中的水等。

水灾形成的条件: (1) 汇水区内或露天坑内的地表水通过矿区塌陷范围渗入井内; (2) 地表贮水通过裂隙、断层、溶洞灌入井内; (3) 地下贮水通过断层、裂隙、溶洞涌入井内; (4) 地下贮水在生产过程中掘透。等等。

矿井的防水一般分地表和井下两个方面进行。

20.2.3.1 地面防水设施

(1) 井(硐)口及工业广场应高于历年最高洪水位, 否则需建筑堤坝, 沟渠来疏通水源或采取其他有效保护措施;

(2) 对大面积的塌陷区内, 地表又无足够厚度的隔水层时, 根据汇水和迳流情况, 修筑疏水沟渠和围堤; 必要时配备水泵, 以便拦水和排水;

(3) 对露天转地下的矿山, 露天坑汇水处理和第(2)条相同;

(4) 将有关流经矿山塌陷区内的河流、沟渠进行河床加固、河流改道或采取更有效的办法;

(5) 对废钻孔、旧井等采用泥砂、水泥等进行妥善充填、封闭。

20.2.3.2 井下防水设施

(1) 建立完善的排水系统和配备足够的排水设备能力;

(2) 临近井底车场处设置防水闸门;

(3) 超前建立水仓和水泵房, 并应考虑紧急时期的贮水巷道;

(4) 设有二个以上安全出口的开拓系统, 井下每隔一定距离利用旧有天井(或上山)作安全出口;

(5) 尽可能采用充填法或及时或事后充填采空区;

(6) 矿床疏干, 疏干主要是处理地下水。疏干有本阶段疏干和下阶段超前疏干方式;

(7) 隔水, 用于矿体与不能疏干水体或被淹井巷相连时, 留有防水矿柱来隔断水源;

(8) 探水, 用来查清井下水情, 有时用来作小规模疏干。一般采掘工作接近积水的岩溶、旧巷、废钻孔、含水层以及破碎带时, 须超前打钻。一般距离可疑水源75~100m处开始打钻, 钻孔超前于工作面5~20m, 孔径不宜大于75mm;

(9) 截水, 一般用于出水处和主要巷道之间的适宜地点, 修筑水闸墙或水闸门, 可使局部地点的涌水不波及其他区段;

(10) 注浆堵水, 一般用在掘进。井巷通过涌水量大的区段时, 待查明水情后, 可从地面或井下向井巷四周打注浆钻孔, 堵塞涌水通道。

20.2.4 防 泥 石 流

本节的泥石流是泛指泥石流、滚石和尾砂的流失等。

国内发生泥石流的区域较广泛, 如宜昌盐池磷矿受泥石流的破坏极大, 东川因民铜矿的泥石流, 易门铜矿的巨型滚石, 牟定铜矿的尾矿流失在陷落区内。这些必须引起对泥石流的重视。

一般形成泥石流的条件有: (1) 陡峻的地形和较大的沟床坡度; (2) 充沛的水源; (3) 矿区内堆积大量的松散固体物质; (4) 崩落顶板的采矿方法。

防治泥石流措施:

(1) 原则上采用以防、避为主, 尽量稳定原有山体。

(2) 设计应根据现有山坡地形, 岩体性质、断层和节理方向、拟定的采矿方法来确定陷落角;

(3) 以圈定的塌陷区为基础, 分析确定当地的泥石流的流失范围;

(4) 工业场地及任何建筑物应避开泥石流流失区域;

(5) 尾矿坝及排土场也应避开泥石流, 并不能布置在工业场地、村庄、陷落区等受影响的范围内。

(6) 不能避开流失区的设施, 尽量迁移至坑内或适宜地点;

(7) 井(硐)口位置的选择, 应避开重迭的陡山坡和沟口陡坡地形;

(8) 泥石流流失区内的井(硐)口必须采取加固措施和防护设施;

(9) 采用减缓泥石流发展的采矿方法及采空区处理;

(10) 把滚石引向采空区或无危害地区, 设计应合理确定采掘顺序。

20.2.5 抗 震

凡处于地震区内的矿山, 一定要按震级烈度考虑各项设计。

根据唐山各煤矿的经验, 区内发生地震时一切电源均被切断, 地表破坏较矿井深部严重。因此根据此情况, 设计中应采取如下的措施:

- (1) 竖井、井底车场及硐室等应选择在稳固基岩中,其支护等应按震级进行计算;
- (2) 主要开拓井巷穿过软弱断层时,应有防范设施。且在断层两侧应有通向安全出口的坑道;
- (3) 采用落地式摩擦轮提升代替塔式摩擦轮提升;
- (4) 尽量采用1~2个倾角 $<30^\circ$ 的斜井或斜坡道作为直通地表的安全出口;
- (5) 作为安全出口的竖井井筒,必须设置坚固的梯子及扶手;当井深超过300m时,每隔200m左右设置休息室,该室开凿在井壁内,并与梯子平台相通;
- (6) 深井作安全出口时,除设置梯子间外,并应设有备用提人井;
- (7) 安全出口处(包括竖、斜井及平硐)10m范围内,当地震烈度为7.8级时,一般采用钢筋混凝土支护;6.7级烈度时,可采用素混凝土;
- (8) 除设水仓外,应有超前开拓和采准巷道作临时贮水巷道,以利切断电源时延缓水淹时间;
- (9) 地震区内矿山,应设置蓄电池矿灯作井下主要照明。

20.2.6 防 爆

- (1) 瓦斯爆炸和硫化矿尘爆炸的矿山,有关设计参照《煤矿安全规程》执行。
- (2) 杂散电流过大的矿山,一般设计中采用非电起爆方式;对高硫矿山应采用牛皮纸浸腊药包(尽量与矿石隔离)和导爆索起爆,不宜采用大爆破方式进行爆破。

20.2.7 预防井下大规模岩移

大规模岩移会影响整个矿井,设计过程中应采取各种措施防止岩移的出现。

- (1) 根据顶盘的条件正确选择采矿方法;
- (2) 设计中要正确确定矿井阶段、矿块、矿房内的开采和回采顺序;
- (3) 回采过程中应有顶板管理和地压管理措施;
- (4) 设计应明确采空区的处理方法。

20.2.8 爆破材料库的布置要求

- (1) 库房远离井筒、井底车场、主要硐室以及全矿性设施;硐室式应 $>100\text{m}$;齿槽式应 $>60\text{m}$;
- (2) 库房距离主要行人巷道,硐室式应 $>28\text{m}$;齿槽式应 $>22\text{m}$;
- (3) 库房与地表的最小允许距离;硐室式应 $>30\text{m}$;齿槽式 $>15\text{m}$,库房在垂直方向上,距地表 $<30\text{m}$ 时,严禁危险区内建房;距上水平 $<30\text{m}$ 时,禁止采掘;
- (4) 库房最好位于近回风段,并有单独的回风道或回风井。
- (5) 库房应设置防火门、栏栅门、铁门等辅助设施;
- (6) 库房须有充足的鲜风,每小时有4倍于库房容积的风量供给爆破材料库。

20.3 工业卫生主要技术措施

设计中应针对生产过程中尘、毒、放射性、噪声及振动等危害因素,从生产工艺等方

面采取有效措施,以预防职业性中毒或职业病的发生,保护劳动者的身体健康。

20.3.1 防 尘

20.3.1.1 入风质量

根据冶金部《冶金矿山安全规程》及有关规定,要求作业场所粉尘允许浓度不得超过 $2\text{mg}/\text{m}^3$ 。并根据冶金部《冶金矿山安全规程》第199条规定,进风流中粉尘浓度不得超过 $0.5\text{mg}/\text{m}^3$ 。为此,设计中应考虑:

(1) 箕斗井及混合井(除隔间通风、管道通风和净化措施、风源质量达到标准外)均不得用作进风井;

(2) 矿山主排风井、尾矿场、废排弃场、破碎厂、充填干料堆放场、冶炼厂,公路与入风井(硐)口的距离均应设置一定的卫生防护距离;并使入风井(硐)口置于主导风向的上风处。

20.3.1.2 凿岩防尘

(1) 一般采用中心供水式的湿式凿岩,凿岩时将压力水通过钻机中心水针,经钎杆由钎头孔喷出,冲洗眼底,湿润岩粉,捕尘效率可达90%;旁侧供水式凿岩的捕尘效率可达90%。

(2) 利用捕尘和抽吸装置将凿岩产生的粉尘收集进除尘器内。配合局部通风,也可使工作面空气中粉尘浓度降低到 $2\text{mg}/\text{m}^3$ 以下。

(3) 改进凿岩技术和凿岩设备,如采用锋利的一字型钎头和柱齿钎头,并且尽量打深孔等,都可以降低空气中的含尘量。

20.3.1.3 爆破防尘

(1) 采用风水喷雾器和爆破波自动水幕等方法进行防尘。

(2) 采用装水塑料袋代替一部分炮泥装入炮眼的水封爆破。爆炸时,水袋破裂,形成细小水雾,以达捕尘目的,一般降尘效率可达50~70%。

20.3.1.4 装卸矿时的防尘

1. 喷雾洒水

电耙的耙矿道、铲运机的进路、溜井的装矿点等一般在距作业地点一定距离内安装2~8个喷雾器组成的水幕,或在矿石上洒一层水,装一层矿。

2. 溜矿井等密闭

对产尘较多的溜矿井和井下破碎机等进行密闭,把抽出的含尘空气,直接排入专门的回风道。

对于无轨矿山,有地面出口的斜坡道,采用地面洒水车,无地面出口的斜坡道,设置井下洒水车。

20.3.1.5 通风防尘

(1) 利用矿井通风进行稀释和排出粉尘。

(2) 利用局部通风对掘进工作面或采场进行稀释和加速排出粉尘。

20.3.2 辐 射 防 护

含铀的井下矿山,从矿石、岩石表面和坑下水中析出的氡不断进入矿井空气,并不断

衰变,产生氡及其子体,使空气受到污染,并危害了井下工人的健康。

因此,一九七四年五月颁布了《中华人民共和国国家标准》CBJ3—74,以及之后冶金部颁发的《冶金矿山安全规程》第203条所规定的放射保护,其规定如下:

对于有铀矿井空气中放射性元素的最大容许浓度为:

- (1) 矿井空气中浓度不得超过1爱曼。
- (2) 矿井空气中氡子体浓度(即氡子体 α 潜能)不得超过 4×10^4 M电子V/L。

铀矿井下空气中放射性核素的最大容许浓度为:

- (1) 氡为 1×10^{-10} 居里/L,即1爱曼。
- (2) 氡子体为 4×10^4 M电子V/L。
- (3) 钍射气为 3×10^{-10} 居里/L。
- (4) 天然铀为0.02mg/m³。
- (5) 镭为 3×10^{-14} 居里/L。

防护措施:

- (1) 用通风的方法将析出的氡及其子体稀释并排出坑外。
- (2) 采用压入式通风,使井下形成正压状态,并注意井下的压力分布,让其有效地防止氡及其子体从采空区、裂隙中向作业区扩散。
- (3) 开拓巷道尽量布置在放射性浓度小的围岩中,且不宜巷道过长,断面过大。
- (4) 一个矿井尽可能集中在一、二个阶段回采,避免多阶段作业,使风量集中,减少风流污染。
- (5) 穿过放射性渗流大的矿体和围岩,应在巷壁喷涂防氡覆盖物,减少氡的析出量。喷涂材料有混凝土、水泥砂浆、水玻璃、粘土及偏氯乙烯共聚乳液等。降氡效率一般可达75%。
- (6) 密闭采空区和废旧巷道。密闭材料可用砖、石和混凝土等。国外用聚氨酯泡沫进行快速密闭。
- (7) 有效控制矿井水中氡的析出,排水沟、井下污水仓设计中应有盖板,同时污水仓有专门的回风系统,未经处理的井下水不得循环使用。
- (8) 有放射性的矿石尽量减少井下存放的时间。
- (9) 溜矿井应设计排尘风道及自动密闭门。
- (10) 作好个人防护,佩带高效防护口罩。
- (11) 个别通风困难工作面,采用空气净化方法,降低氡及其子体的浓度。
- (12) 作好检测工作,保证大气质量,以防过量照射。

20.3.3 废 气 净 化

无轨设备的下井,许多内燃机设备在井下工作时需要排出大量的有毒有害气体。根据冶金部《冶金矿山安全规程》第202条及有关规程规定,使用柴油设备的矿井、井下作业地点有毒有害气体的浓度应符合表2-20-1的规定。

为了达到允许浓度,应采取如下措施:

- (1) 选择净化、催化良好的柴油设备;
- (2) 采用多级机站和管道通风,有效地稀释、导流产生有毒有害地点的气体(多数

有毒有害气体允许浓度

表 2-20-1

名 称	危 害 作 用	最大允许体积浓度	
		(%)	(ppm)
CO (一氧化碳)	中毒爆炸	0.0050	50
NO ₂ (二氧化氮)	中 毒	0.0005	5
SO ₂ (二氧化硫)	中 毒	0.0005	5
H ₂ S (硫化氢)	中毒爆炸	0.00066	6.6
HCHO (甲醛)	中 毒	0.0005	5
CH ₃ CHCHO (丙烯醛)	中 毒	0.000012	0.12

是柴油设备集中工作的地点)；

(3) 排除设备产生的有毒气体，必须按《冶金矿山安全规程》第201条所规定的每千瓦为4.0m³/min来计算所需风量；

(4) 尽量提高设备的效率，减少井下作业人员；

(5) 采用贯穿通风，减少独头通风；

(6) 独头进路应采用局扇进行加强通风。

20.3.4 降 低 噪 声

大量的大型化、大功率、高速度设备在井下出现，噪声的危害有所增大。根据《冶金矿山安全规程》规定，井下各作业点的噪声水平不得超过90dB(A)。实际上井下矿的主要设备噪声大约为65~110dB(A)之间，大部分噪声都已超过国家控制标准。见图2-20-1。

矿山主要噪声源有：风动凿岩机，这是井下最大的噪声源，单机高达115dB(A)左右；井下风扇为90~120dB(A)；内燃机为动力的设备；空气压缩机为100dB(4L-20/8型空压机等)。溜井卸矿时虽达100dB(A)以上，但时间较短。

噪声大体有设备噪声和生产过程噪声，

测定中的噪声是这两类噪声的混响。井下的特点是噪声的声源较多，而工作面狭小，引起反射噪声较大。

噪声的防治措施：

(1) 根据矿山声源多，反射大的特点，一般设计中须总体规划，综合治理才能奏效；

(2) 单台设备也由于各种噪声产生来源，因此也要综合治理；

(3) 设计中应注意选择噪声小的设备；

(4) 凿岩机的气流噪声采用消声器消声，其机械和反射噪声采用减震套和泡沫稳定

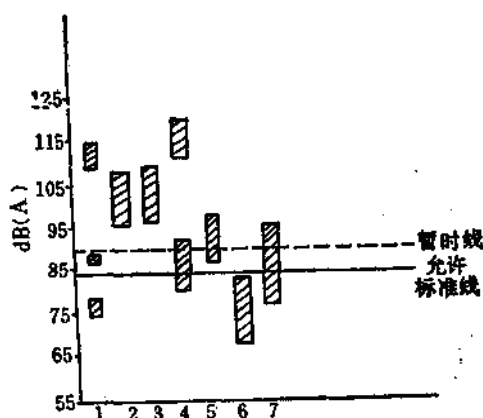


图 2-20-1 地下设备噪声图

1—地下凿岩机；2—地下扇风机；3—地下装岩机；4—空压机；5—地表主扇；6—地表卷扬机；7—水泵

层等;

(5) 内燃机为动力的设备,除气流噪声外,对缸内燃烧,机件传动产生的机械噪声,一般采用玻璃棉,聚氨基甲酸泡沫等吸声材料的吸声层作隔声罩;

(6) 防止岩石的噪声反射,可在岩石表面喷洒泡沫稳定岩;

(7) 空压机站内的声源设备附近设置隔声屏;

(8) 研制低噪设备,如国外研制独立马达传动钢钎旋转、无阀空气膨胀缩环,减少阀门噪声,如TYYG-20型液压凿岩机比类似的YT-25型风动凿岩机可降噪10dB(A)左右;

(9) 对设备及时保养与维修可减少噪声强度;

(10) 加强个人防护,加强监测工作。

20.3.5 防 热 害

矿井空气温度受地面空气温度、地热梯度及原岩温度、地下热水、矿石氧化等因素影响。

(1) 地温梯度:石嘴子铜矿为 $2^{\circ}\text{C}/100\text{m}$,抚顺煤矿为 $3.3^{\circ}\text{C}/100\text{m}$,美国阿纳康达铜矿为 $5.52^{\circ}\text{C}/100\text{m}$,加拿大马克英蒂尔金矿 $0.75^{\circ}\text{C}/100\text{m}$ 。

(2) 原岩温度:美国孤山铜矿,井深1440m,岩温 60°C ;秘鲁凯萨派尔卡铜银矿,井深1190m,原岩温度为 61°C ;日本丰羽铅银矿,井深350m,原温 100°C 。

(3) 地下热水:岫岩铅锌矿,井深95m,水温为 48°C ;日本丰羽铅锌矿,水温为 $45^{\circ}\text{C}\sim 80^{\circ}\text{C}$,墨西哥纳卡铅锌银矿,井深441m,水温 49°C 。

(4) 矿石氧化:向山硫铁矿单位放热量约 $16\sim 53.7\times 4.1868\text{kJ}/\text{m}^3\cdot\text{h}$ 。

(5) 入井空气温度:南方,七月平均气温为 33°C 。

高温矿床分为岩热型、热水型、氧化型和混合型。

设计前判断是否有潜在热害的矿井,一般是高硫金属矿床,埋藏较深的矿体以及有地热资源的地区。

国内矿山以干球温度为指标,根据冶金部《冶金矿山安全规程》第204条规定,井下作业地点的气温不得超过 27°C ;热水型和高硫氧化型矿井的空气湿球温度应低于 27.5°C 。

降温措施有:

(1) 尽可能采用通风线路短的开拓系统,即首先采用中央对角式布置,其次采用对角式布置,少采用中央式布置系统;

(2) 采用分区通风方式,缩短空气吸热过程,从而降低温升;

(3) 井巷布置在导热系数低的岩层,避开局部异常高温区;

(4) 大容量机电设备硐室及水仓应建立独立的回风道和回风井;水仓距离有关硐室应大于 $15\sim 20\text{m}$,并设置密闭门;

(5) 采用充填法及事后充填采空区来降低温度,并把采空区和废坑道进行密闭;采取后退式回采;

(6) 应该有足够的空气量进入井下,日本丰羽铅锌矿每采出一吨矿石为 $7\text{m}^3/\text{min}$ 的鲜风;有关风量计算详见本卷第二篇第十六章第5节;

(7) 采掘工作面是人员集中的高温地点,采用并联贯穿通风,并应不使热量流入工

作面,或使用各种引射器、小型局扇等,增加局部地区的风速,改善人体散热条件;

(8) 用隔热材料覆盖或喷涂巷壁,减少岩壁的放热量;采用注浆等方式来阻止巷壁淋水、使用严密的水沟盖板,采用带隔离外套的压气管、排水管、冷却水管来防止热气传热。有可能时采用专门排水道和回风井排热水;

(9) 热水型高温矿井可采用疏干排水措施;疏干有生产阶段疏干和超前阶段疏干;

(10) 当通风降温失去效力时,采用高费用、高效力的人工制冷降温措施。如日本丰羽铅锌矿在地表采用2台透平制冷机将水冷却(2台制冷机制作615 t 冷冻水/h),然后把冷冻水送入井下。根据设备型式分固定式空气冷却设备和移动式空气冷却设备。

(11) 对于作业地点分散的高温矿井,可采用个体防护措施。应研究冷却头盔和冷却工作服等。

20.3.6 空气预热

我国北方冬季气温降低,根据情况应对冷空气预热,保证冶金部《冶金矿山安全规程》第205条规定的进风温度在摄氏 2° 以上,确保矿井安全生产。应预热的矿山有:

- (1) 井筒内淋带水大的矿山;
- (2) 根据当地或类似矿区的生产实践证明不采取空气预热会影响生产时;
- (3) 当地室外采暖计算温度等于或低于 -5°C 的竖井和斜井; -7°C 的平硐;

预热措施有:

(1) 井口预热一般采用井口预热器(包括蒸气、电力)预热和锅炉房预热。例如金川二矿区冬季温度为 $-15^{\circ}\text{C}\sim 20^{\circ}\text{C}$,平硐口采用蒸气叶片式和管式预热器预热;竖井采用锅炉房预热的空气送入井下。

(2) 地温预热,一般利用废旧巷道和采空区预热,能达到投资少、成本低、节省采暖设备、稳定温度等。

地温预热适用于具有大量的废旧巷道或有采空区的矿井中。预热 $1\text{m}^3/\text{s}$ 风量到 $+2^{\circ}\text{C}$ 时所需的面积要有:华铜铜矿(井口温度 -27°C)为 197.5m^2 ;临江铜矿(-33°C)为 283m^2 ;桓仁铜矿(-40°C)为 365.5m^2 (注:具体地热预热计算详见地下开采篇的16.5.5)。

新建矿山,投产初期可采取临时措施进行井筒预热,待上部阶段有了废弃的巷道和采空区后,方可改用地温预热,必要时可预先施工部分巷道作预热专用巷道;

同时应注意采用地温预热的矿井由于部分风量反向送至井口,其总风量比正常风量大 $15\sim 20\%$ 。并且注意预热空气的质量应达到冶金部《冶金矿山安全规程》第198、199、200条的要求。

20.3.7 降低湿度

降低湿度的措施如下:

- (1) 对断层和大水处设计中应采用防水处理和混凝土支护;
- (2) 井筒含水层和马头门处须筑聚水圈;
- (3) 井底车场的水仓入口处应处于全矿坡度最低点;矿井内只采用单面坡,设计中不准采用双面低洼坡(除井底车场外);
- (4) 大小巷道和斜井、斜坡道均应设置大小不一的水沟;泥砂多的矿井,每隔一定

距离设置沉砂池，必要时设置专门的排泥坑道；

(5) 滴水较大的井筒，应采用有顶盖的罐笼，滴水较大的溜子口应采取导流措施。

(6) 井下的酸性水，带有放射性元素水、泥浆水应及时排出井外。

20.4 矿山安全组织机构及人员配备

20.4.1 组 织 机 构

矿山安全组织机构的组成，主要根据矿山规模、灾变性质、灾害程度等来确定。一般有灾矿山按图2-20-2来组成。

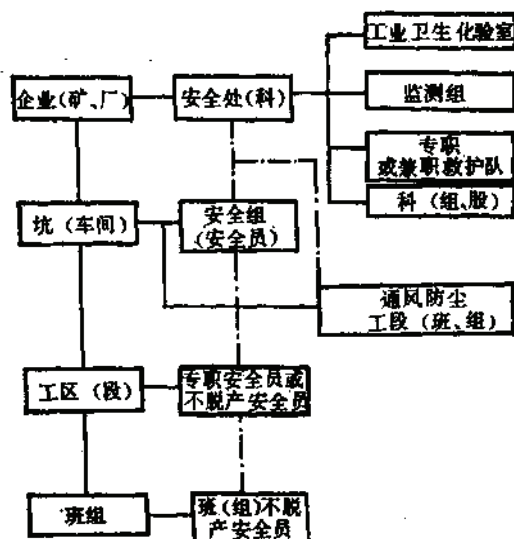


图 2-20-2 矿山安全组织机构图

矿山除通风防尘、监测、化验工种等外，地下尚有砌筑密闭，黄泥灌浆等等工种。矿山安全组织机构及人员配备实例详见表2-20-2。

有关人员的配备主要根据组织机构来确定。

20.4.2 矿 山 救 护 队

为了及时和有效地处理各种灾变事故，矿山一般组成专职和业余相结合的救护队。组织形式依具体情况而定，一般小队由7~10人组成，2~3个小队组成中队。中队可处理灾变工作。大型矿山和矿务局才成立大队，大队由若干中队组成。

矿山救护队的人员配备见表2-20-3。

矿区救护队的建筑面积及救护车数，参见表2-20-4。救护中队主要装备参见表2-20-5。

龙烟铁矿救护小队主要装备，见表2-20-6。

安全和工业卫生组织机构实例

表 2-20-2

矿山名称	矿山主要危害	生产规模	接尘人数	安技人员数	通风防尘人数	工业卫生(劳卫)人员数	矿山救护组织型式及人数
云锡公司老厂锡矿地下	1.游离二氧化矽含量不高 2.放射性气体和子体浓度高 3.生产硫化矿有自然发火危险	1600t/d	1941	19	88	59	正筹建队委会 专职人员7人, 兼职队员10人。
湘潭锰矿地下	矿石有自然发火	20万 t/a	1500	20		3	不脱产矿山救护队员10人
梅山铁矿(地下)		1500万t/a	1869	52		13	
田湖铁矿(地下)	矽尘	20万t/a	449	16	14	1	
平桂矿务局		水采48万t/a 地下46.2万t/a	2913	67	79	12	
板石沟铁矿(地下)		150万t/a	2100	28	20	2	
水口山铅锌矿	1.矽尘 2.放射性气体 3.高磷矿石自爆(使用硝酸类炸药)危险	40万t/a	1250	6	26	2	设不脱产矿山救护队

矿山救护人员配备表

表 2-20-3

队 别	类 别											合 计					
	大队长	副大队长	工程师	技术员	中队长	小队 长	司 机	化 验 员	仪 器 修 理	氧 气 充 填	队 员		各工种所占百分比				
													采掘	通风	支柱	机电	木工
救护大队	1	1	1	1					2	2		2	2	2	2	10	
救护中队				1	1		2	1	1	1						8	
救护小队						1 1					5~8 6~7	2 1	1 1	2 3	1 1	7~9 7~10	

注:各工种救护队员所占百分比:采掘工30%;通风工10%;支柱工30%;机电工15%;木工10%

矿区救护队的建筑面积及救护车数

表 2-20-4

指标分类	单 位	独立中队	大 队	备 注
救护车数	辆	1	2	包括联合建筑,行政公共建筑和值班宿舍
建筑面积	m ²	660	1254	

救护中队主要装备表 (按3个小队30人配备)

表 2-20-5

名 称	型 号	单 位	数 量	备 注
氧气呼吸器	AHG-4	台	35	每人一台, 备用5台
氧气呼吸器	AHG-2	台	5	备 用
氧气呼吸器校验仪	AJH-3	台	5	每个小队1台, 备用2台
自动苏生器	ASZ-30	台	9	每个小队2台, 备用3台
隔离式自救器	AZG-40	台	80	每人1台, 备用50台
一氧化碳检定器	AQY-50	台	5	每个小队1台, 备用2台
电动氧化充填泵	ABD-200	台	2	
浮游粉尘测定仪	AQC-45	台	4	每个小队1台, 备用1台
1/10000分析天平		台	1	
灾区电话机		套	4	每个小队一套, 备用一套
手电钎		个	4	每个小队一个, 备用一个
氧气瓶	40L	个	10	
氧气瓶	2L	个	30	
清净罐		个	30	
千斤顶	5 t	个	1	
高倍数泡沫灭火器		套	1	
干粉灭火器	8kg	个	30	
泡沫灭火器		个	30	
水龙带	$\phi 2 \sim 2.5$	m	200	
水 枪		个	2	
秒 表		块	1	
风 表	中 速	块	3	

龙烟铁矿救护小队主要装备表

表 2-20-6

名 称	规 格	单 位	数 量
氧气呼吸器	四小时	台	2~4
氧气呼吸器	二小时	台	7~10
清净罐	1 型	个	6
清净罐		个	16
氧气瓶		个	21
氧气充填泵		台	1
万能检查器		台	1
氧气生器		台	1
一氧化碳检定器		台	1
二氧化碳检定器		台	1
CH ₄ 检定器		台	1
自救器		个	10~15
军用电话机 (带线1000m)		台	2
蓄电池灯 (煤矿用的带头灯)		个	10~15
充电器		个	10~15
救护车		辆	1

20.4.3 工业卫生化验室（劳卫室）

20.4.3.1 工业卫生化验室的主要内容和任务

（1）矿山企业的工业卫生化验室，主要负责所属矿山有毒有害物质和劳动条件的监测、评价。

（2）矿务局（公司）的工业卫生研究所（劳卫所），主要负责本系统厂矿有毒有害物质和劳动条件的监测、评价。职工的体检和职业病观察诊治以及综合防治和研究等。

20.4.3.2 工业卫生化验室的监测项目

（1）物理方面监测粉尘、噪声、振动、温度、湿度、放射性元素等。

（2）化学方面监测矿石、空气、水体的有害物质。

20.4.3.3 人员编制

根据卫生部（83）卫工字第30号文精神，职工人数在五千人以上的厂矿企业，工业卫生化验人员编制按一千名职工配备1人。

职工人数在五千人以下，一千人以上的厂矿企业，可按每八百名职工配备一人。

职工人数在千人以下的，要有专职或兼职监测、化验人员。

职业病危害严重的厂矿企业可适当增加编制。

20.4.3.4 工业卫生化验室面积

工业卫生化验室的实际使用面积，一般为40~100m²。职工人数在10000名以上的大型矿山企业，用房使用面积，可根据需要适当增加。

20.5 矿山安全、保健辅助设施

20.5.1 坑口安全、保健辅助设施

20.5.1.1 矿灯房

（1）灯具数应按地下生产在册人员和50%的管理人员配置；

（2）矿灯房设置在井口和浴室之间，室内布置避免交班时人员交叉流动；

（3）井口至灯房、灯房至浴室，北方应设外走廊，南方可酌情处理；

（4）井口至灯房的距离应大于30m，井口建筑物至灯房的距离应大于20m。

（5）灯房宜用耐火材料建筑，而充电间、发放间、交还间之间采用耐火材料隔墙，各间并有单独出口。

（6）灯房内应有通风装置。

矿灯房的有关房间的面积如表2-20-7。

蓄电池灯有两种：即头式灯和手持式灯，以头式灯较好。

蓄电池灯分为：酸性灯和碱性灯。一般常选用酸性灯。

蓄电池矿灯及充电架的型号、规格、详见表2-20-8。

矿灯充电电源详见表2-20-9。

20.5.1.2 生产卫生用室

生产卫生用室宜设在井（坑）口附近。该室依次排列的有更衣间、太阳灯间、浴室、洗衣间、干燥间根据情况而定。

矿灯房各房间面积表 (m²)

表 2-20-7

矿灯数	房 间 名 称					
	检 修 室	储配液室	加 液 室	储 藏 室	办 公 室	更 衣 室
1500	20~24	20~30	16~20	20~24	16~24	
1500~3000	30~36	20~30	20~24	30~36	16~24	12~18
>3000	40~48	20~30	30~36	40~48	18~24	12~18

蓄 电 池 矿 灯

表 2-20-8

型 号	额定电压 (V)	额定容量 (W)	点灯时间 (h)	灯 泡			保存年限	说 明	外型尺寸			重量 (kg)	参考价格 (元)	生产厂 (矿灯厂)
				电压 (V)	电流 (A)	光通量 (lm)			长 (mm)	宽 (mm)	高 (mm)			
KS-6		6		0.5	0.5	22			120	52	150	1	20	贵 阳
KS-6	4	7		0.55	0.55	24			125	50	165	1.4		邵 阳
KS-7 (旧)		7		0.5	0.5	22			120	52	165	1.3		济 源
		7	>11	0.6	0.6	>22	1	寿命>500 充放电循环	132.5	54.5	178.5	≤1.5		抚顺、煤山、贵阳、邵阳
KS-8					0.7	22			158	62	195	2.3	35	抚 顺
KS-8					0.7	22			155	62	195	2.3	35	贵 阳
KSB-8	4	8	11	4	0.7	20~25			151	60	194	2.3	35	兰 州
KSB-8					0.7	22			155	62	195	2.3		煤山、济源
KS-7.5 7059矿灯	4	7.5			0.6	24			134	56	187	1.5	35	抚 顺
巨龙CTD-1 碱性矿灯	2.5	10							210	95	43	2	37	天津、煤矿, 专门设备厂

注: 除巨龙矿灯为碱性蓄电池矿灯外, 其余均为酸性蓄电池矿灯。

矿 灯 充 电 源

表 2-20-9

型 号	额定电压 (V)	额定电流 (A)	硅 整 流 器					外形尺寸			重量 (kg)	参考价格 (元)	生 产 厂
			交流电压 (V)	交流电流 (A)	直流电压 (V)	直流电流 (A)	直流输出 (kW)	长 (mm)	宽 (mm)	高 (mm)			
KTSC-102	5±0.1	0~2.5	380	2.3	4.8~7	150	0.75	1856	384	2116	278	5000	兰州矿灯厂
KTSC-102	5±0.1	0~2.5	380	2.3	4.8~7	150	0.75	1856	400	2122	255	7500	抚顺矿灯厂
KTSC-102	5±0.1	0~2.5	380	2.3	4.5~7	150	0.75	1856	400	2122	290	5000	贵阳矿灯厂
KTSC-102	5	0~2.5	380	2.3	4.8~7	150	0.75	2023	416	1768	280	5000	上海矿用电器厂、煤山矿灯厂

注: KTSB-102型充电架专供KS-8, KSB-8型矿灯充电用, 以可供KS-7等先牌矿灯充电用, 采用灯头半自动充电方式, 各个放电程度不同的矿灯蓄电池都可以随时上架充电。充电架每层为双面, 共三层, 每层可以放34个矿灯, 能同时充102个矿灯。如矿灯数量低于此数, 也可充电, 采用恒压充电。充电电源随充电的进行逐渐减少, 不致使蓄电池过充电。

1. 更衣间

按坑口在册工人数和干部数计算更衣间大小和存衣柜数, 一般每人占有一柜, 一柜分两格 (即便服格和工作服格)。

对于具有放射性、剧毒、污染严重的矿山，可分便服间和工作服间。工作服间设有吹尘、吸尘等设备。并根据情况设有洗衣间和湿工作服干燥间。

2. 浴室

浴室的容量应能在一小时内洗完最大班的工人数，室温 $>20^{\circ}\text{C}$ ；并根据当地习惯选取淋浴或盆浴。

3. 太阳灯间

一般设在更衣间与浴室之间，目前采用紫外线保健光源。

20.5.2 地下安全、保健辅助设施

20.5.2.1 避难硐室

1. 设置原则

遇特殊情况时，设计中可设置安全避难硐室。如开采有严重自然发火的矿床和抗震区的矿山等。这种避难硐室亦可同时作为救护基地。

2. 避难硐室要求

- (1) 避难硐室可设在井下关键位置，如井底车场附近，或采区安全出口的路线上；
- (2) 避难硐室必须设置隔离门。避难室的净高不得低于1.8米，其长度应根据同时避难的最多人数确定；
- (3) 避难硐室在使用时，必须采用正压排风；
- (4) 避难硐室内必须设有供给空气设施，供风量按 $2\text{米}^3/\text{人}\cdot\text{小时}$ 计算。如果用压缩空气供风时，应有减压装置，并设有闸门控制的呼吸嘴；
- (5) 避难硐室内应根据避难的最多人数配备足够数量的隔绝式自救器。

20.5.2.2 消防材料库（硐室）

1. 设置原则

设计中广泛采用不燃性支护材料，但地下电气设备数量也在逐年增加。因此，应设置消防材料硐室，以防内、外因火灾的发生。

2. 消防材料库（硐室）的要求

- (1) 在每一生产水平的井底车场或加宽的单轨运输巷道处设置消防材料硐室。
- (2) 平硐开拓的矿山，可将消防材料库设在地面；
- (3) 消防材料硐室应有两个出口，一为进出车，一为行人通风，断面根据车型来确定；
- (4) 消防材料硐室的长度，应为一列车长，其宽度由机车（或车辆）的外形尺寸决定；
- (5) 库内应备有足够的消防器材（风障、木板、方木、锯、镐、耙子、铁锹、砂箱、梯子、水缸、钩子、水泵、水枪、水龙带、灭火器、灭火手雷等）。

20.5.2.3 井下保健站

(1) 一般应设井下保健站，可在每一阶段设有简便的急救措施。但大型矿井的特殊需要或考虑劳保的综合用途，在井下设置规模较大的保健站，站内有电话、急救药品、止血设备、担架、盖毯等。

(2) 保健站应设置在人员提升井筒附近交通方便和人流集中的地方，保健站内应通

风良好,保持适当的温度和湿度。

(3) 保健站一般和等候室联合布置。保健站的大小,应视医疗器具装备情况而定。硐室的断面尺寸和支护方式,与等候室相同,一般长4~6m,宽3~4m,高3m,保健站面积一般为20m²。

(4) 保健站兼做劳保的其它用途,则面积应根据综合需要决定。

(5) 硐室底板应高出相邻的大巷底板 300mm左右,人行道向医务室应有5~10%的上坡,硐室底板铺100mm混凝土。

20.6 部分安全技术与工业卫生劳动定额

部分安全技术与工业卫生劳动定额,按冶劳(80)第2865号冶金企业劳动定额标准(试行)执行,见表2-20-10。

其它有关安全技术与工业卫生劳动定额

表 2-20-10

工种名称	工作范围及作业条件		计算单位	定员定额标准	说 明
通风防尘工	局扇的安装移设、运转、接风筒、安喷雾器、风门、密闭、测尘等全部工作		占接尘人数的%	5~7	大型5、中型、小型7
主扇机工	600kW以上		人/台班	2	75kW以下的可不配专人
更衣工	看管、清扫更衣室、干燥作业服	棉作业服 单作业服	人/100人 人/150人	1 1	按在更衣室更衣的总人数配备
坑口浴室工	看管浴室、有条件的并兼烧锅炉		人/处班	1	坑口工人超过 400 人以上的可增配 1 人
浴室锅炉工	负责烧锅炉及50米以内运煤		人/处班	1	能由坑口浴室工兼者不配此工种
太阳灯工	负责太阳灯的安装维修管理		人/处班	1	能由坑口浴室工兼者不配此工种
救护队员	负责井下矿山抢险救护工作		人/250人	1	按井下工人总数配备
测尘工	露天矿		人/矿	1	
测尘工	地下矿		人/矿	2~4	小型矿2人,大中型4人
井下卫生工	清扫粪便		人/600人	1	按井下工人总数配备
巷道清理工	负责清扫、修水沟、排除积水		人/公里	0.33	按常用主要运输巷和水量大的巷道计算
做送保健饭工	按享受保健人数计算	包做包送 只做不送或只送不做 只做保健菜者	人/40人 人/75人 人/200人	1 1 1	
烧送水工	烧水井运到井下		人/200人	1	按井下工人总数配备

注: 录自冶劳(80)第2865号冶金企业劳动定额标准(试行)

附录

附录1 主要采矿设备

责任编辑单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

编写人 张毓沸 潘 觉 汪应鸾 吴 辉

编写说明

(1) 本附录包括：露天矿穿爆设备，装载设备，运输设备，水采设备，石材开采设备，地下凿岩（包括露天凿岩机）装药设备，装岩设备，运输设备，天、溜井掘凿及喷射混凝土设备，绞车设备，通风除尘设备，安全救护仪器，炸药加工厂设备。

(2) 本附录所列国内设备的资料来源，主要是有关设备制造厂提供的产品目录，设备样本，设计说明书等，其次是近年出版的机械产品目录，成套设备手册。另外编写人员走访了一百多个厂家，查阅了大量的设备制造图纸资料，落实和补充了一些技术参数。但近几年来采矿设备产大于销，经济效益受到影响，有些设备制造厂家已转产或正在转产，在选择设备时应进一步调查落实。国外设备的资料来源，主要是出国人员的考察调查资料，国外厂商提供的产品资料。

(3) 本附录所列一些国内设备的参考价格大部分为1984年的价格，部分为1985年的价格。因市场价格变化，采用时应进一步落实。

附1.1 露天穿爆设备

附1.1.1 牙轮钻机及钻头

牙轮钻头型号及主要技术性能

表附-1-1

型 号	钻 头 直 径 (mm)	重 量 (kg)	参 考 价 格 (元)
WK 54	150	17	450
WK 74	225	34	850
WK 54	250	65	1500
WK 64	250	65	1500
WK 74	250	65	1500
WK 84	250	65	1500
WK 73	310	110	2500
WK 83	310	110	2500

注：本牙轮钻头制造厂为武汉冶金设备制造厂。

表附-1-2

牙轮钻机型号及其技术性能

技术性能	型 号					
	KY-310	YZ-55	YZ-35	KY-250A	KY-200	KY-150
1	2	3	4	5	6	7
钻孔直径 (mm)	250 310	250 380	170~270	220~250	150~200	120~150
钻孔深度 (m)	17.5	16.5	17.5	17	15~21	20
钻孔角度 (°)	90	90	90	90	70~90	70~90
钻进速度 (m/min)	0.1~1	0~0.92	1.2	0~0.94 (0~2.1)	0~3	0.17~3.4
回转速度 (r/min)	0~100	0~120	0~90	0~85	0~120	45, 60, 90
回转扭矩 (N·m)	78450	83357	63743	61488	36775	46778, 37815, 29714
轴向压力 (kN)	500	550	350	350	160	130
风 压 (MPa)	0.3432	0.2746	0.2452	0.3432	0.3923	0.4~0.7
空压气量 (m³/min)	40	37	28	30	18	25
钻杆直径 (mm)	219, 273	219, 273, 325	140, 219	180, 219, 194	114, 140, 159	104, 114, 168
钻杆长度 (m)	9130	不 换 杆	不 换 杆	8.98, 8.95	7.55, 17	9.5
安装电机总功率 (kW)	384	350	50	400	30×2	最大304, 工作260
行走电机总功率 (kW)	54	95	0~36.7	6.8~14.8	1	0.79~15.72
提升速度 (m/min)	1~10	0~30	0~1.3	0.73	履 带	22×2
行走速度 (km/h)	0.6	0~1.2	履 带	履 带	履 带	履 带
行走方式	履 带	履 带	履 带	履 带	履 带	履 带
爬坡能力 (°)	12	14	15%	12	12	14
适应岩石硬度 f	6~20	各种矿岩	8~18	6~18	4~16	4~14
钻机总重量 (t)	120	140	85	93	40	40
外形尺寸(长×宽×高)工作时 (mm)	13670×5700×25000	14248×6110×27085	13306×5910×24517	12108×6215×25022	8720×3590×12335	7800×3200×14550
行走时 (mm)	26610×5700×7620	27033×6110×7547	10416×3195×3016	24276×6215×7214	12225×3590×5100	13600×3200×5680
最大件重量 (t)	18.578	平台13.7~35	9.2~2.5	10.5	4.41	3692
最大件尺寸 (mm)	19835×3350×3240	12390×3175×3050	99	11310×3290×3660	7960×3590×2305	7760×3200×400
参考价格 万元	85	180	①	② ④	48	25
制造厂家	② ④	①	①	② ④	②	②

注：牙轮钻机厂家代号为：①衡阳冶金机械厂，②江西采矿机械厂，③吉林重型机械厂，④洛阳矿山机械厂

附录1-3

美国生产的一些牙轮钻机的主要技术性能

技 术 性 能	BYCYRUS-ERIE 公司			MARION 公司			GARDNER-DENVER 公司		
	45 R	60(Ⅱ)	61R (Ⅲ)	M.	M.	M.	GD100	GD120	GD130
穿孔孔径 (mm)	171~279	229~381	381~445	229~311	229~381	311~445	229~381	251~381	311~445
穿孔深度 (m)	15~50	15~50	15~60	90~75	90~75	15	90~70	15~20	15~20
穿孔角度 (°)	31.25	56.70	58.98	40.82	47.62	64.42	40.82	54.43	58.96
最大轴压力 (×10kN)	140~219	197~324	197~324	15.24	15.24	15.24	197~330	197~343	254~380
钻杆直径 (mm)	9.91	15.24	15.24	16.76	16.76	16.76	15.24	15.24	15.24
钻杆长度 (m)	13.40	16.76	16.76	18.29	18.29	18.29	16.76	16.76	16.76
	16.76	18.29	18.29	19.81	19.81	19.81	18.29	18.29	18.29
		19.81	19.81	直流电机	直流电机	直流电机	19.81	19.81	19.81
回转器传动装置	直流电机	直流电机	直流电机	直流电机	直流电机	直流电机	直流电机	直流电机	直流电机
钻头最大推进速度 (m/min)	1.2	1.2	1	100	100	100	100	120	120
最大回转速度 (r/min)	100	145	145	滑片	滑片	滑片	35	34	34
钻头提升速度 (m/min)	27	27	27	48	56	785	41.8	41.8	41.8
空压机, 类型	滑片	滑片	滑片	112	149	149	56	78	78
空压机, 能力 (m ³ /min)	27.8	37	37	130×2	130×2	130×2	56	78	78
电机总容量 (kW)	37	366	515	48	56	785	505	505	860
回构电机	112	66	66	112	149	149	48	78	78
提升行走电机	56	88	88	112	149	149	186	186	186
电源标准电压 (V)	2400/4160	2400/4160	2400/4160	77.00	92.51	102.14	104.12	131.54	135.07
钻机重量, 电动的	64.86	114.45	121.56	82.99	99.09	111.11	106.59	—	—
柴油的	67.58	117.93	—	—	—	—	—	—	—
钻机尺寸 (m)	11.00	12.98	12.98	14.22	14.22	14.22	18.40	13.10	13.10
长度 (钻塔升起)	17.2, 25.35	23.44	23.44	25.50	25.50	25.50	25.50	25.50	25.50
宽度 (钻塔放下)	5.50	6.40	6.40	6.25	6.25	6.25	5.70	6.10	6.10
高度 (钻塔升起)	17.2, 24.85	23.36	23.36	25.38	25.38	25.38	24.90	25.40	25.40
高度 (钻塔放下)	5.20	8.70	8.70	6.65	6.65	6.65	6.10	6.10	6.10
最大爬坡 (%)	25	25	25	20	20	20	20	20	20
行走速度 (km/h)	1.2	1.2	1.2	1.6	1.6	1.6	1.2	1.2	1.2
履带压强 (×0.1MPa)	—	—	—	0.69	0.69	0.62	—	—	—

附录-1-4

苏联生产的一些牙轮钻机的主要技术性能

技 术 性 能	型 号		
	2СВШ-200	СВШ-250МН	СВШ-320
钻孔直径 (mm)	214, 243	269, 443	320
钻孔深度 (m)	32	24~32	40
钻孔角度 (°)	90	90~60	90~60
适用条件 (t)	6~12	8~16	12~20
最大轴压力 ($\times 10^4$ kN)	25	30	90
推进行程 (m)	1	8	9
旋转速度 (r/min)	15~312	30~150	0~130
提升速度 (m/min)	29.2	9	13
钻具最大推进速度 (m/min)	1.5	0.75	0.70
钻杆直径 (mm)	180	8	18, 8
钻杆长度 (m)	8	15.31	24.70
钻机高度 (m)	13.17	5.60	6.10
工作时	履带	履带	履带
运输时	履带	履带	履带
行走方式	履带	履带	履带
行走速度 (km/h)	0.6	0.74	0.57
爬坡能力 (°)	12	10	15
履带压强 ($\times 0.1$ MPa)	1.18	1.14	1.2
钻机安装总容量 (kW)	320	384	715.5
回转电机		60	100
空压机电机		200	165
提升行走电机		32×2	提升 14×2 行走 22×2
电源标准电压 (V)	50	65	3000/6000
钻机总重 (t)			120

液压旋转牙轮钻机型号及主要技术性能

表附-1-5

技 术 性 能	型 号	
	YKH-120全液压钻机	KX-150旋转钻机
钻孔直径 (mm)	66~115	140~160
钻孔深度 (m)	44	20
钻孔角度 (°)	60~90	70~90
钻孔速度 (m/min)	0~35	2.6
回转速度 (r/min)	0~164	118~158
回转扭矩 (N·m)	4270	180
轴向压力 (kN)	122	55
风 压 (MPa)	0.7~1.2	0.35
空压机气量 (m³/min)	10.56	10
钻杆直径 (mm)	51~80	108
钻杆长度 (m)	4×11	4.06, 0.8
安装电机总功率 (kW)	160	111.92 工作88.72
行走电机功率 (kW)		10×2
提升速度 (m/min)	0~75	15.4
行走速度 (km/h)	3.5	1.12
行走方式	履 带	履 带
爬坡能力 (%)	30%	15
适应岩石硬度 (f)	<12	<6
钻机总重量 (t)	22	14.076
外形尺寸: 长×宽×高 工作时 (mm)	8047×2792×9308	5385×3075×7350
行走时 (mm)	9308×3792×4144	7850×3075×4400
最大件重量 (t)		8
最大件尺寸: 长×宽×高 (mm)		5600×3150×2600
参考价格 (万元)		16
制 造 厂	江西采矿机械厂	吉林重型机械厂

附1.1.2 潜孔钻机及冲击器

表附-1-6

潜孔钻机型号及主要技术性能

技术性能	型 号				
	KQ250	KQ200	KQ150	KQD80/120 (多方位潜孔钻)	SQ-100J
1	2	3	4	5	6
钻孔直径 (mm)	230~250	200~220	150~170	80~120	80~127
钻孔深度 (m)	16	17.8~18.3	17.5	20	30
钻具转速 (r/min)	17.9, 22.3	17, 13.5, 27.2	29.2, 21.7, 42.9	35, 45, 53, 67, 77, 115	33
回转扭矩 (N·m)	6920, 8820	4910, 5920, 4000	2490, 2960, 2180	1110, 1010, 860, 800, 500, 460	200
推进马达功率 (kW)		8.09	推进力 0~7000N	推进力 0~10000N	
推进行程 (m)	16	6	9	2~5	
钻杆直径 (mm)	219, 203	168	133	60	
钻杆长度 (m)	8.5	10.2, 9.5	9	2, 3, 1.5	3
冲击器型号	C230, C250	J-200	C150B	C80, C100	
冲击频率 (次/min)	850, 950	790	湿式除尘	1650~1900	
除尘马达压气量 (m³/min)		13千瓦	0.5~0.6	水除尘	6, 1.0, 1.5
使用气压 (MPa)	0.5~0.6	0.5~0.7	15.4	0.5~0.7	12~17
总耗气量 (m³/min)	30	20~25	58.5	9	
电机最大容量 (kW)	316	331 (280工作245)	380	30	
电 压 (V)	6000	3000, 6000	380	380	2
行走速度 (km/h)	0.77	0.755	1	1	17
爬坡能力 (°)	10	14	14	25	5.2
钻机重量 (t)	45	41.6	14	8	
外形尺寸, 长×宽×高					5610×2600×2500
工作时 (mm)	10200×5930×21330	9760×5740×14380	6590×3125×12900	6000×2520×2770	
运输时 (mm)	20445×5930×5120	13770×5740×6631	12000×3125×3885	6000×2520×2770	
耗水量 (m³/班)	3.0~5.0	3.0~4.0	1.5~2.0	1.0~1.5	1.5~2.5
参考价格 (万元)	45	38.5	8.4	7.5	7.5
制 造 厂	①	②③	①	①	④

注: ①宣化风动机械厂; ②江西矿山机械厂; ③太原矿山机器厂; ④嘉兴冶金机械厂。

附录1-7

冲击器型号及主要技术性能

规格型号	冲击功 (J)	耗气量 (m ³ /min)	风压 (MPa)	冲击频率 (次/min)	外径 (mm)	长度 (mm)	重量 (kg)	参考价格 (元)	制造厂
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
J250	700	30	0.5	650	215	1426	253.2		①
J200	500	20	0.5	790	188	1249	152	3000	①
J170	260	15	0.5	850	154	1090	92	1340	①
J150	210	11	0.5	850	136	930	70	980	①
J100	110	9	0.5	950	92	780	20	700	①
J80	70	6	0.5	830	76	785	18.5		①
C150	140	5.5	0.5~0.6	1900	135	515	21	770	①
C100	70.5	3~4	0.5	1900	9	518	13.8	840	①
W150无阀冲击器	240	10		1100	142	930	78		②
W200无阀冲击器	450	20		930	185	1295	182		②
JG100 (孔径105~115)	230.3	4.2	1.0~1.7	1320	92	1164	36.9		③
J-200B	520	22	0.5	800	185	1200	160		④
J-170B	420	18	0.5	800	158	1153	115		④
J-150B	330	16	0.5	800	136	990	82		④
J-100B	150	9	0.5	820	95	860	35		④
J-80B	90	5.6	0.5	850	76	770	16.5		④
QCZ250	700	30	5~6	660	219	1337	247	2840	②
QCZ230	510	22	5~6	850	174	1130	160		②
QCZ170	280	15	5~6	850	148	947	102	1370	②
QCZ150	260	13	5~6	760	140	949	87		②
QCZ120	130	6.5	5~6	750	95	850	35		②
QCZ150	220	13	5	1250	135	735	53	1000	②
QCC100	100	7	5	1050	90	625	15	640	②
QCC80	70	5	5	1050	72	625	11	640	②
C80	660	4~5	5	1650~1900	80	500	11.5		②

注: ①嘉兴冶金机械厂; ②宣化茂动机械厂; ③蚌埠风动工具厂; ④长沙矿山研究院。

附1.1.3 钢绳冲击式穿孔机

续前-1-8

钢绳冲击式穿孔机型号及主要技术性能

技 术 性 能	型 号		
	CZ-20-2	CZ-22	CZ-30
钻具最大重量 (kg)	1200	1300	2500
钻具冲击行程 (mm)	300~760	350~1000	500~1000
冲击频率 (次/min)	55~58	40~45~50	40~45~50
钻孔最大直径 (mm)	400	1100	300
钻孔最大深度 (m)	200	300	500
桅杆提升能力 (t)	1.2	12	25
钻具钻筒提升能力 (N)	12000	20000	30000
钻具钻筒速度, I级 (m/s)	1.5	1.18	1.24
II级	/	1.32	1.41
III级	/	1.47	1.56
钢绳直径, 钻具钻筒 (mm)	19.5	21.5	26
抽筒卷筒	13	15.5	17.5
滑车卷筒	/	15.5	21.5
电机型号	Y200L1-6	Y200L1-6	Y280M-8
转数 (r/min)	970	970	740
功率 (kW)	22	22	45
电压 (V)	220/380	220/380	220/380
外形尺寸: 长×宽×高	5.7×2.62×12.1	5.8×3.33×12.7	6×2.66×16.3
工作状态 (m)	11.55×2.62×4	8.87×2.33×2.75	10×2.66×3.5
运输状态 (m)	11.57	7.5	13.67
钻机重量 (t)	900	/	/
自行速度 (m/h)	5	20	20
牵引速度 (km/h)	履带自行	胶轮拖动	胶轮拖动
行走方式	5.5	5.5	8.5
参考价格 (万元)	太原矿山机械厂	太原矿山机械厂	太原矿山机械厂
制造厂家	打 井	打 井 机	露天打孔用
备 注			

附录1.1.4 露天凿岩台车

露天凿岩台车型号及主要技术性能

续前-1-9

技 术 性 能	型 号				
	CL15型	CLQ15型	CL10型	CLQ80型 (钻机)	TLQ-100型
配用凿岩机型号	YGZ70	QC100冲击器	C-100 B冲击器	C80, C100冲击器	C80, C100
钻孔深度 (m)	20	20	15	20	15
钻孔直径 (mm)	100	105~110	100	85, 100	80, 100
钻孔角度 (°)	任意角	任意角	任意角	下向倾斜, 可打横向水平	前后左右各30度 下 向
水平孔位最高 (mm)	3100	3100	800	1850	
水平孔位最低 (mm)	300	300	0.5	0.5~0.7	0.5~0.7
使用气压 (MPa)	0.8342	0.5~0.7	17	19	9
总耗风量 (m³/min)	20	20	/	/	/
油泵功率 (kW)	2.21	2.21	/	/	/
工作压力 (MPa)	10.0	10.0	/	/	2.8
推进风马达功率 (kW)	4.5	5	/	/	7000
最大推进力 (N)	10000	10000	10000	10000	3000
有效推进行程 (mm)	3660	3660	1600	300	/
推进器补偿推进长度 (mm)	1300	4.41×2	东方红75型拖拉机	/	安装在东方红75型拖拉机上
行走风马达功率 (kW)	8.63	/	/	/	/
最大牵引力 (N)	13	/	/	/	5
注油器容量 (L)	FC902	FC901	/	/	/
捕尘器型号	≤4	4	耗水 7~16L/min	耗水 7~16L/min	耗水 7~16L/min
捕尘器耗风量 (m³/min)	4850	4700	6500	5300	7800
总重量 (kg)	5650×2700×1985	5650×2700×1985	4280×1900×3400	2800×2100×1400	6150×1700×4300
外形尺寸: 长×宽×高 (mm)	73500	73500	35000	65000	80000
参考价格 (元)	②	②	③	①	①
制 造 厂					

注: ①重化风动机械厂, ②天水风动工具厂, ③昆明风动机械厂。

附1.1.5 碎 石 机

碎石机型号及主要技术性能

表附-1-10

技 术 性 能	FSK-100 风 动 碎 石 机	BYD-400 液 压 碎 石 器	YBJ-1型 液 压 碎 石 机
冲 击 功 (J)	1000	4000	4000
冲击频率 (次/min)	350	30~45	30~45
使用气压 (MPa)	0.5~0.6	/	/
耗 气 量 (m ³ /min)	7	/	/
工作油压 (MPa)	/	12.0~16.0	12.0~16.0
工作流量 (L/min)	/	120~180	120~180
冲锤有效行程 (mm)	400	250	250
冲锤重量 (kg)	27	14	14
连杆直径 (mm)	97	100	100
进油管直径 (mm)	/	32	32
回油管直径 (mm)	/	38	38
进风管直径 (mm)	25		
外形尺寸, 长×宽×高 (mm)	5870×4000×3732	1430×340×440	
重 量 (kg)	3800	490	490
配套设备	支架及移动天车		WY100液压挖掘机
耗电功率 (kW)	5+3.6		
油马达功率 (kW)	/		66.09
总 重 量 (kg)	5058		25000
破碎最大块度 (mm)	1100 (高)	3000~4000 (高)	3000~4000 (高)
参考价格 (万元)	3.6	2.6	2.25
制 造 厂	①	②	③
备 注	固定在原矿槽上使用		

注: 1. 厂家代号: ①首钢龙康务石灰石矿; ②嘉兴冶金机械厂。

2. FSK-100型风动碎石机是固定在原矿槽上部、小范围移动、集中破碎大块的设备。

3. YSJ-1型是可移动的, 在露天矿二次破碎大块用。

附1.1.6 露 天 装 药 车

装 药 车 技 术 性 能

表附-1-11

项 目	技 术 性 能
汽车型号	上海SH361
装 载 量 (t)	15
额定功率 (×0.745kW)	220
最大爬坡能力 (%)	40
装药效率 (kg/min)	130~150
装药计量误差 (%)	≤±5
贮药容量 (t)	5
贮存罐搅拌器传动装置	
搅拌器转速 (r/min)	15.8
搅拌器型式	三浆刮板式
电机功率 (kW)	10

续表

项 目	技 术 性 能
发电机型号	TZT-74-30
功率 (kW)	30
转速 (r/min)	1500
螺杆泵型号: (输送药液泵)	GNF40×4
流量 (m ³ /h)	8 (最大值)
压力 (×0.1MPa)	10
电机功率 (kW)	5.5
计量泵型号: (输送交联剂、发泡剂泵)	VF125/10
流量 (L/h)	125
压力 (×0.1MPa)	10
电机功率 (kW)	0.6
混药器	
搅拌器转速 (r/min)	100
电机功率 (kW)	1.1
搅拌器型式	复合式 (旋浆式+蜗轮式)
压风机型号	3W-0.9/7
排气量 (m ³ /min)	0.9
排气压力 (×0.1MPa)	7
电机功率 (kW)	7.5
计量装置	
发 送 器	BLD-50电磁流量计
转 换 器	LDD-1电磁流量计
计 数 器	DXS-102型积算器, 最大累积容积为999999
输药软管	两根内径 $\phi 38$ mm 塑料管长35m
装药车外形尺寸 (mm)	长×宽×高 8200×2600×3200
研制单位	长沙矿山研究院、大冶铁矿合作研制

RHC乳化炸药混装车技术性能

表附-1-12

项 目	主 要 技 术 性 能
装药效率 (t/h)	6~8
计量误差 (%)	不大于±5
汽车底盘型号	CYC-15
装药量 (t)	7.8
额定功率 (×0.745kW)	250
最大爬坡能力 (%)	28
汽车外形 (长×宽×高) (mm)	9500×2600×3300
发动机型号	TZH-TH
功率 (kW)	40
转速 (r/min)	1500
水相罐最大容积 (m ³)	5.7
油相罐最大容积 (m ³)	0.56
发泡剂罐最大容积 (m ³)	0.24
水相泵: 流量 (m ³ /h)	20.5
压力 (×0.1MPa)	6

续表

项 目	主要技术性能
油相泵: 流量 (m ³ /h)	1.6
压力 (×0.1MPa)	25
发泡剂泵: 流量 (mL/h)	100
压力 (×0.1MPa)	32
输送泵: 流量 (m ³ /h)	8.61
压力 (×0.1MPa)	24
乳化器最大乳化能力 (t/h)	8
混合器最大混合能力 (t/h)	8
卷管绞车最高卷管速度 (m/s)	0.17
输药软管	内径50.8mm, 长30m
流量数控制	采用光电传感器通过转换器显示流量
制造厂	常州冶金机械厂

多孔粒状硝酸铵炸药混装车主要技术性能

表附-1-13

项 目	主要技术参数	备 注
产品型号	GBC-8 (GYC-2)	括号内值为6.5 t 车的
适用条件	孔径≥150mm, 倾角60~90°, 水深<200mm	的参数, 不带括号则两
混药量 (t)	8 (6.5)	车相同
技术生产率 (单系统)(kg/min)	240	
按油炸药混合比	多孔粒状硝酸铵: 柴油 = 94:6	
输药气压 (×0.1MPa)	1.5~2	
计量误差 (%)	≤5	
同时装孔数 (个)	2	
车箱容量 (t)	7.6 (6.1)	
油箱容量 (t)	0.5	
星形阀: 转子转速(r/min)	16	
转子直径 (mm)	300	
输药管: 内径 (mm)	67	
长度 (m)	7	
空压机: 风量 (m ³ /min)	6	
风压 (×0.1MPa)	4	
汽车底盘型号	CE16013 (XD250)	
空载重量 (t)	13.87 (13.3)	
满载重量 (t)	21.87 (19.8)	
外形尺寸 (mm)	9000×2620×3340	
(长×宽×高)	(8390×2620×3070)	
研制单位	马鞍山矿山研究院、水厂铁矿合作研制	

附录1.1.7 起爆器

起爆器型号及主要技术性能

附录-1-14

型号名称	最高脉冲电压 (V)	准爆能力		重量 (kg)	供电电源 (只)	换一回电 池可起爆 (次)	允许最大负载 (Ω)	价 格 (元)	充电时间 (s)	制 造 厂
		镍桥钢管 (发)	康桥钢管 (发)							
YJGN-400型高能起爆器	900	400	200	1.9	1°电池5	120	298	380	15~30	营口报警设备厂
YJGN-1200型高能起爆器	1800	1200	600	2.5	1°9	50	500	470	30~50	营口报警设备厂
YJQL-2000型强力起爆器	2500	2000	1000	6.5	1°16	40	410	1500	30~50	营口报警设备厂
79式起爆器	1600	100~180		1.9	手摇发电机	/	300	135	6	营口报警设备厂
MFB-50起爆器	900	50		1.5	1°3	200	170	90	<6	常州煤矿机械厂
MFB-100起爆器	1800	100		1.75	1°3	200	320	110	<6	常州煤矿机械厂

附录1.1.8 爆速测定仪

爆速测定仪型号及主要技术性能

附录-1-15

技 术 性 能	型 号	
	BS-1	SHBC-A
测量范围 (μs)	0.1~999.9	0.1~1000
测量误差 (μs)	<0.2	2%
使用条件		
电 源	镍镉电池5	直流+12V
外形尺寸 (mm)	180×130×80	195×195×80
重 量 (kg)	15	2
参考价格 (元)	2660	795
生产厂家	常州煤矿机械厂	营口电子研究所

附1.2 露天装载设备

附1.2.1 挖掘机

1. 单斗挖掘机

单斗挖掘机型号及主要技术性能

表附-1-16

技术性能	型 号								
	W501	W502	W1001	W1002	WK-2	W200A	WD200A	WD-400	WD-1200
铲斗容量 (m³)	0.5	0.5	1.0	1.0	2.0	2.5, 3	2.5, 3	4, 4.6	10, 12, 10
铲斗提升速度 (m/s)	0.48	0.48			0.62	0.538	0.538	0.87	64.5m/min
最大提升量 (t)			15~20	15~20		50	50	45	115
最大推压力 (×10kN)				11		34.4	34.4	23	69
回转平台转动速度 (r/min)	5.92	7.1	4.6	4.6	3.3	0.97~3.97	0.97~3.97	3~8.5	2.44
动臂长度 (m)	5.5	5.5	6.8	6.8		8.6	8.6	10.5	15.3
动臂倾角45°时正铲工作:					动臂倾角53°				
最大挖掘半径 (m)	9.2	9.2	9.8	9.8	11.5	11.5	11.5	14.30	18.9
最大挖掘高度 (m)	6.5	6.5	8	8	9.5	9	9	10	13.4
最大卸载半径 (m)	7.1	7.1	8.7	8.7	10	10	10	12.6	16.2
最大卸载高度 (m)	5.8	5.6	5.6	5.5	5.7	6	6	6.3	8.2
循环时间 (s/次)	15	15			24	25	25	24	27.82 (29)
行走速度 (km/h)	3~3.6	3~3.6	1.5	1.5		0.36~1.46	0.36~1.46	0.46	1.22
最大爬抗能力 (°)	22	25	20	20	15	17	17	12	17
配套动力机, 型号	4146W	JQ92~8	6135	JQ92~4		12V135D	JR-116~4	JSC-250-4	Y-500S-4
功率 (kW)	66.19	55	88.26	100	150	176.52	155	250	750 (560)
电压 (V)	柴油	380/220	柴油	220/380	3000/6000	柴油	3000/6000	3000/6000	3000/6000
转速 (r/min)	1050	730	1500	1450		1500	1470	1480	1480
重 量 t	20.5	20.5	42.2	44.2	85	78.8	78.7	200	465
履带牵引力 (kN)			159	159		340	340	800	2200
参考价格 (万元)	10.66	10.4	17.375	16.75	49	32.5	31	90	295~330
制 造 厂	①	①	①	①	③	③	③	① ②	① ②

注: 1. 厂家代号 ①抚顺挖掘机厂, ②太原重型机械厂, ③杭州重型机械厂。

2. WD1200可安装成长臂挖掘高达22.9m, ; 斗容为8m³。

3. 太重、一重分别引进了P&H-2300×16m³及P&H-2800×23m³挖掘机制造技术, 与国外联合生产。

美国生产的一些单斗挖掘机的主要技术性能

表附-1-17

技 术 性 能	BYCYRUS-ERIE公司					HARNISCHFEGRER公司					MARION 公司				
	155 B	195 B	290 B	295 B	395 B	P&H 1600	P&H 1900	P&H 2100	P&H 2300	P&H 2800	151M	182M	191M	201M	204M
铲斗容积 (m³)															
标准	8.41	12.2	15.3	16	26.0		9.2	13.0	16.8	22.9		7.6	11.5	15.3	20.-
范围	5.3~ 10.7	6.1~13	9.2~ 19.1	10.7~ 26.7	15.3~ 38.2	4.6~ 10.7	7.6~ 13.8	9.2~ 19.1	13.8~ 30.6	18.3~38	5.3~9.1	6.8~ 13.6	7.6~ 16.8	12.2~ 30.6	16.8~ 33.0
斗臂角度 (°)		45	45	46	45	45	45	45	50	50	45	45	45	45	
大架长度 (m)		12.65	14.32	15.24		11.97	12.19	15.24	16.24	16.82	11.58	12.19	14.32	15.69	
斗杆长度 (m)		7.17	8.83	8.76		8.61	8.22	8.34	9.45	11.27	9.01	8.22	9.75	9.9	
最大挖掘高度 (m)	11.58	12.65	15.00	15.08	17.67	10.84	12.95	14.56	15.54	15.70	6.79	12.70	13.73	15.85	15.24
最大挖掘半径 (m)	15.24	16.99	19.13	19.36	23.31	14.82	17.83	20.04	20.73	23.27	15.47	17.8	19.35	20.57	20.57
最大卸载高度 (m)	7.24	8.01	8.84	9.87	11.53	7.01	8.23	9.53	10.29	10.20	10.74	8.28	8.48	10.21	13.31
最大卸载半径 (m)	13.10	14.78	16.61	16.76	20.27	13.03	16.15	17.53	18.03	20.96	13.27	15.24	16.46	17.57	16.76
电机功率 (×0.745kW)															
主电机	350	600	700	800		450	600	750			450	600	800	1000	1000
提 升		640	640	800	1500		600	700	560×2	700×2		640	800	1045	1045
回 转		260	195×2	195×2	300×2		225	177×2	220×2	170×4		260	195×2	255×2	255×2
推 压		130	195	195	390		130	205	260	325		130	255	195×2	500
								360		475					
走 行			255	375	1070		235	325	360	475		320	320	500	500
主电机电源电压 (V)		2400/ 4160		2400/ 4160		2200/ 3810	2200/ 3810	2200/ 3810	2200/ 3810						
频 率 (Hz)		60		60		60	60	60	60						
行走速度 (km/h)	1.72	2.22	1.77	1.45		1.37	1.6	1.6	1.35	1.45	3.6	2.0	2.8	3.0	
最大爬坡度 (°)	21	23	19	22			2.48	2.90				1.76	1.93		
对地面平均压力 (×0.1MPa)		2.63	3.07	3.43			2.28	2.44	2.18	2.48	1.91	1.75	2.21		
回转平台后底面距地面高度 (m)	1.65	1.88	2.03	2.59		0.9	6.33~	7.01	7.47	7.93	5.49~	7.01	7.01~		
机器尾部回转半径 (m)		6.02		6.44		5.48	7.01				6.66		8.08		
设备工作重量 (t)	222	330	464	600	782	224	371	476	612	851	213	322	437	569	622

苏联生产的一些单斗挖掘机的主要技术性能

表附-1-18

技 术 性 能	型	号
	ЭКТ-8Н	ЭКТ-12,6
铲斗容积 (m³)	8, 10	岩 12.5, ±16.0
动臂长度 (m)	13.35	18.2
动臂角度 (°)	47	50
斗杆长度 (m)	11.42	13.58
电机功率 (kW)		
主电机	520	1250
提 升	190 × 2	400 × 2
回 转	100 × 2	100 × 3
推 压	100 × 2	140 × 1
行 走	54 × 2	100 × 2
主机电源电压 (V)	6000/3000	6000/3000
频率 (Hz)	50	50
机棚尾部回转半径 (m)	7.26	10.03
回转平台后底面距地面高度 (m)	2.77	3.33
最大卸载半径 (m)	16.30	21.99
最大卸载高度 (m)	9.10	11.00
最大挖掘半径 (m)	18.20	22.50
最大挖掘高度 (m)	12.48	15.80
行走速度 (km/h)	0.45	0.5
爬坡能力 (°)	12	12
对地压力 (×0.1MPa)	2.03	1.95
工作重量 (t)	376	660

液压单斗挖掘机型号及性能

表附-1-19

技 术 性 能	型 号							
	W ₁ -60	WY60 (W ₁ Y-60A)	WY100 (WY100B)	WY40	WY160	WY250	W ₁ -06A	R942
铲斗容积, 正铲 (m ³)	0.6	0.6	1		1.6~2.5	2.5	0.6	2.3
反铲 (m ³)			1	0.4	0.8~2.5			1.6
回转速度 (r/min)		6.5	7.88	6.4	7.6	5.35	2.64~5.9	7.8
柴油机型号	412F (F6L912)	4135C-1	6135K-6a	4115S	F8L413T		4135C-1	BF6F913C
功率 (kW)	58.84	58.84	110.32	40.45	161.7		58.84	125 (170PS)
转速 (r/min)		1500	1800	1500	1800		1500	2150
油泵型式				JB110	双联斜轴式变量泵			轴向柱塞变量双泵
工作油压 (MPa)			28	21	28	28		30
最大挖掘力 (kN)			120	4.5	200	300		162
最大挖掘半径 (m)	6.7反铲6.2	6.174	9	7.19	6	9	7.7	10~11.5
最大挖掘高度 (m)	5.8反铲6.8	7.93	7.6	5.10	8	9.1	6.4	8.6~9.3
最大卸载半径 (m)			6.6		7		6.9	6.2
最大卸载高度 (m)	3.4反铲5.2	6.36	6.6	3.76	6.6		4.4	6.8
最大行走速度 (km/h)	3.53~3.19	1.48~3.25	1.8~3.2	1.7	~1.8	2	2.3~18.7	2.6
最大爬坡能力 (°)	20	24	45%	22	70%	35%	20	80%
作业循环时间 (s)		20				25		
重 量 (t)	13.6	22.2	25(26.5)	11.6	40	60	23	31.3
参考价格 (万元)	12.5	9.5	19.6	9.38		43	12	
制 造 厂	① ①	① ①	③ ④	③	⑥	⑧	⑦	②
备 注		履带式			燃油10~23.2t/h	履带	轮胎式	

注: 1. 厂家代号: ①贵阳矿山机械厂, ②上海建筑机械制造厂, ③北京工程机械厂, ④抚顺挖掘机厂, ⑤长江挖掘机厂, ⑥杭州重工业机械厂, ⑦合肥矿山机械厂。
2. 液压挖掘机均属近代产品, 矿山刚开始选用。

国外一些公司生产的液压单斗挖掘机的主要技术性能

表附-1-20

技 术 性 能	法国 POCLAIN 公司		联邦德国 OK 公司		联邦德国马克公司	日本日立公司
	600CK	EC1000	RH60	RH300	H101	UH30
铲斗容积 (m ³)	4.5~5.5	4.0~8.0	4.0~6.5	17.5~30	4.0~8.0	3.7~4.4
发电机, 功率 ($\times 0.746kW$)	564	3 $\times$ 209	2 $\times$ 315	2 $\times$ 1176	2 $\times$ 254	2 $\times$ 200
转速 (r/min)	2300	2100	2300	1950	2200	
液压系统:						
油泵台数		2	4	8	2+2	
油泵型式		径向柱塞泵	轴向柱塞泵		轴向柱塞泵	
最大压力 ($\times 0.1MPa$)	400	320	300	300 (工作压力)	280	
最大流量 (L/min)		1200	2 $\times$ 506	4200	4 $\times$ 263	
地面上挖掘半径 (m)	11.0		11.60	14.70	11.00	10.20
最大挖掘半径 (m)	11.80	12.45	12.00	16.30	11.70	10.70
最大挖掘高度 (m)	11.10	12.5	12.70	17.0	13.20	11.34
地面以下挖掘深度 (m)	3.0	3.75	3.10		4.00	
最大卸载高度 (m)	8.40	8.5	10.0	12.0	6.80	
机棚尾部回转半径 (m)	4.47	6.19	5.10		4.66	4.33
回转平台后底部距地面高度 (m)	1.80	1.63	1.83		2.02	1.64
行走速度 (km/h)	2.9	1.6	2.7	2.0	1.9	2.0
最大爬坡能力 (%)		43	45	47	70	60
整机工作重量 (t)	104	147	114.5	420	100	73
对地平的压力 ($\times 0.1MPa$)		1.57	1.08	1.94		1.04

2. 轮斗挖掘机

轮斗挖掘机型号及主要技术性能

表附-1-21

技 术 性 能	型 号		
	WUD200/400	WUD400/700	WD $\frac{520}{0.9}$ -15
理论生产率 (m ³ /h)	200/400 (单斗0.13)	400~700	1500~2000
斗 容 (L)	95	200	520
斗 数 (个)	8	8	12
斗轮转速 (r/min)	6~10	5~7.3	4.878/5.789
斗轮直径 (m)	3.5	4.5	7.6
挖掘半径 (m)	6	13.6	21.1
挖掘高度 (m)	5.2	10	15
卸料半径 (m)	10	17	27
单位切削力 ($\times 10\text{N/cm}$)		100/60	120
发动机型号	1-75-1发电机组		JRQ-W500kW
装机总容量 (kW)	117.7, 113.4	340	1225
对地面平均比压 (MPa)	0.1~0.12	0.13	0.11
爬坡能力 (°)	10	10	(1/10) 5.78
行走速度 (km/h)	0.6	0.4	0.4
重 量 (t)	47	155	510
外形尺寸: 长 $\times$ 宽 $\times$ 高 (m)		32.35 $\times$ 7.3 $\times$ 6.5	51.5 $\times$ 12 $\times$ 13.52
参考价格: (万元)	28	100	440
制 造 厂	哈尔滨重型机器厂	杭州重型机械厂	杭州重型机械厂

民主德国塔拉夫联合公司生产的几种轮斗挖掘机的主要技术性能

表附-1-22(1)

技 术 性 能	型 号				
	SRS 2000-28/3	SRS (K) 2000-28/3	SRS2000- 30/6 + UR	SRS2000- 33/3 + UR	SRS2000- 35/6 + UR
理论生产能力 (松方) (m ³ /h)	3800/4800	3800/4500	4600/5000	4500/5400	5000
单位线切削力 ($\times 10\text{N/cm}$)	140/110	332/287	89/64	110/90	57
挖掘高度 (m)	28	28	30	33	33
挖掘深度 (m)	3	3	6	8	6
斗轮直径 (m)	11	11	11	11	10
斗 数 (个)	18	32	18	14	48
斗斗容量 (L)	1050	350	1100	7500	2000
机器中心至斗轮中心距离 (m)	37	37	44	44	44
斗轮驱动功率 (kW)	2 $\times$ 630	2 $\times$ 630	2 $\times$ 500	2 $\times$ 500	2 $\times$ 500
排料半径 (m)	43.5	40.5	96.5	86.5	109.5
皮带机宽度 (m)	1.8	1.8	2.0	2.0	2.0
履带对地比压 ($\times 0.1\text{MPa}$)	1.2	1.49	1.17	0.89	1.1
行走方式	履带式	履带式	履带式	履带式	履带式
排料方式	排料臂	排料臂	连接桥	连接桥	连接桥
工作重量 (t)	2800	2350	2950	2800	2850

联邦德国生产的几种大型轮斗挖掘机的主要技术性能

表附-1-22(2)

技 术 性 能	克虏伯公司		克虏伯- 吕贝克公司	吕贝克公司	德马克公司
	SCHRS 2000-32/5	SCHRS 1900-32/5	SCHRS 5000-51/17	SCHRS 1900-30/5	SCHRS 1900-28/5
理论生产能力 (松方) (m^3/h)	6350/7600	5280	10420	5000/5900	7500
($万m^3/d$)	约 11	约 10	20	约 10	约 11
单位线切割力 ($\times 10N/cm$)				~65	
挖掘高度 (m)	32	32	51	30	28
挖掘深度 (m)	5	5	17	5	5
斗轮直径 (m)	11.5	12.25	21.00	13	14
铲斗数 (个)	10	10	18	10	12
铲斗容量 (L)	2000	2000	5000	1900	1900
机器中心至斗轮中心距离 (m)	43.9	42.8		46	48.5
斗轮驱动功率 (kW)	590	920	630 × 3	2 × 320	860
排料半径 (m)	82.8	55 ± 0.5		59 + 23	65 ~ 80
皮带机宽度 (m)	2.2	2.0	3.2	2.2	2.5
履带对地比压 ($\times 0.1MPa$)			1.69	1.0	0.75
行走方式	履带式	履带式	履带式	履带式	履带式
排料方式	连接桥	连接桥	连接桥	连接桥	连接桥
工作重量 (t)	3100	3040	12790	3900	3000

捷克斯洛伐克和苏联生产的几种轮斗挖掘机的主要技术性能

表附-1-22(3)

技 术 性 能	捷 克 斯 洛 伐 克		苏 联	
	KV-800	V-2000	ЭПМПД 5000-30/8	ЭПМПД 5250
理论生产能力 (松方) (m^3/h)	4500 ~ 8600	5500 ~ 10000	5000	5250
单位线切割力 ($\times 10N/cm$)	120	120/150	150	140
挖掘高度 (m)	32		30	30
挖掘深度 (m)	6.3		3	2.1
斗轮直径 (m)	11		13	11.5
铲斗数 (个)	10/10		18	22
铲斗容量 (L)	800		1000	600
机器中心至斗轮中心距离 (m)			~60	~42
斗轮驱动功率 (kW)				
排料半径 (m)				
皮带机宽度 (m)			2.0	2.0
履带对地比压 ($\times 0.1MPa$)	0.7 ~ 1.1	1.1	1.4	1.4
行走方式	步行式	步行式	步行式	步行式
排料方式	连接桥	连接桥	连接桥	连接桥
服务重量 (t)	8340	8580	4900	4200

3. 索斗挖掘机

美国MARION公司生产的一些索斗挖掘机的技术性能

表附-1-23

技 术 性 能	195M	205M	7500	7620	7820	8020	8050	8200	8500
索斗容积 (m³)	12.9~6.1	16.0~7.6	17~10	27~15	35~20	42.1~34.4	49.7~38.2	57.3~45.9	72.6~42.1
容许负荷 (t)	39.0~19.7	38.5~18.1	44~35.4	99.4~45.4	102~56.7	1247~102	147.4~113.4	1.76~136	215.4~124.7
吊杆长度 (m)	39.6~51.8	45.7~64.1	53~73	61~91	69~91	83.8~99.1	76.2~103.6	83.8~106.7	91.4~114.3
吊杆角度 (°)	43~32	40~32	37~30	35~30.5	32~38	30~31.5	30~40	33~38	30~37
工作重量 (t)	498~508	590~599	694~816	1450~1180	1790~1400	2585~2540	2903~2721	3991~3084	4536~3628
倾卸半径 (m)	32.6~47.5	39.0~58.5	53.4~58.5	68.6~75.6	67.1~84.7	79.2~93.0	73.8~93.0	82.3~94.5	90.2~102.7
倾卸高度 (m)	207~23.1	25.7~29.8	16.8~26.4	27.1~36.6	25.9~40.8	29.0~38.6	36.3~48.8	39.6~45.1	39.6~45.7
挖掘深度 (m)	30.1~34.7	32.2~27.7	27.5~42.7	39.6~42.7	36.6~53.3	48.8~50.3	47.2~55.2	36.6~48.8	48.8~61.0
交流总量 (×0.745kW)	900	900	1040~1500	2500	3000	5000	5000~7000	7000~9000	9000
直流总量 (×0.745kW)									
起 重	800	800	1045	2×1045	2×1045	4×1045	1045	4×1300	5×1300
					(2×1300)		(4×1300)		(6×1300)
拖 曳	800	800	1045	2×800	2×1045	4×800	4×1045	4×1300	4×1300
				(2×1045)	(2×1300)				(5×1300)
回 转	390	390	2×255	2×530	4×375	4×640	4×640	4×640	5×800
				(2×640)	(2×640)		(4×800)	(4×800)	
推 进	500	500							
履带压强 (×0.1MPa)	1.60~1.53	1.92~1.78		13.2(×47.9Pa)		1.20	1~1.1	1.1~1.4	1.30
绳索直径 (cm)			4.8~6.7	5.4~6.0	5.7~7.0	7.0	7.0~8.3	8.3~9.5	7.6~9.5

美国Bycyrus-ERIE公司1977年为止已生产的部分大型索斗铲主要技术规格

表附-1-24

技 术 规 格	800-W		1280-W		1300-W		1550-W		1550-W		1370-W		1570-W		2670-W		3270-W	
斗 容 (m³)	19.9	13.8	30.6	17.6	34.4	22.2	34.4	28.3	40.5	35.2	46.9	39.0	61.2	43.6	79.5	78.8	140.0	
工作半径 (m)	54.6	75.6	74.7	86.0	65.5	92.0	77.7	94.8	77.7	94.8	74.1	93.6	74.7	100.2	99.4	95.1	94.8	
悬臂倾角 (°)	30	30	30	30	34	30	38	30	38	30	38	30	38	30	30	40	38	
悬臂长度 (m)	59.4	80.8	68.6	92.0	71.6	89.1	86.9	99.1	86.9	99.1	82.3	97.5	86.9	105.2	102.1	109.7	100.6	
悬臂高度 (m)	38.7	45.7	39.3	51.2	45.1	54.9	57.9	53.9	57.9	53.9	55.2	53.0	57.9	57.0	56.1	75.6	70.1	
挖掘深度 (m)	41.1	42.7	39.6	47.2	41.1	57.9	45.7	51.8	45.7	51.8	32.0	45.7	42.7	51.8	51.8	42.7	54.9	
卸载高度 (m)	22.9	30.5	21.0	36.0	26.8	39.6	38.1	37.2	38.1	34.1	33.8	31.7	36.0	38.1	31.4	50.9	—	
最大悬吊负荷 (t)	59.0	40.8	90.7	52.6	102.1	65.8	120.1	83.9	120.2	104.3	145.2	115.7	181.4	129.3	235.9	233.6	415.0	
底盘面积 (m²)	196.7	148.0	182.5	220.2	182.5	220.2	197.3	246.0	197.3	246.0	246.0	292.5	246.0	318.0	399.5	467.0	527.0	
行走步距 (m)	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.6	2.6	2.6	2.6	2.6	2.6	2.6	2.6	2.6	2.6	1.7	
行走速度 (km/h)	0.24	0.24	0.24	0.24	0.24	0.24	0.23	0.23	0.23	0.23	0.23	0.23	0.23	0.23	0.24	0.24	—	
净 重 (t)	939.0	960.0	1320	1376	1542	1657	2310	2335	2350	2375	2540	2580	2830	2860	5225	5150	7080	
工作重量 (t)	1085	1100	1512	1646	1776	1940	2600	2690	2755	2825	2765	2965	3220	3310	5630	5700	7920	
平衡重量 (t)	146	186	202	272	238	284	295	363	408	454	227	386	386	454	454	544	816	
15分钟内的负荷范围 (kW)	1084~1395		1390~1785		1900~2440		2500~3200		2870~3680		2870~3680		3700~4750		6910~8800		10229~13152	
尖峰负荷 (kW)	3098		3950		5425		7100		8200		8200		10550		19750		29227	

苏联迈步式索斗铲的主要技术性能

表附-1-25

主要技术性能	苏联迈步式索斗铲						
	ЭШ-10/60	ЭШ-10/70	ЭШ-15/90A	ЭШ-25/100	ЭШ-40/85	ЭШ-80/100	ЭШ-125/125
标准斗容 (m³)	10	10	15	25	40	80	125
加大斗容 (m³)	8.5	8.5			46	100	160
动臂倾角 (°)	30	30	30	32			
最大挖掘深度 (m)	35	35	42.5	49.8	40	47	63
最大挖掘半径 (m)	57	66.5	81	94.65	82	96	120
最大卸载半径 (m)	67	66.5	83	94.65		98.5	
最大卸载高度 (m)	21	27.5	42	43.6	32	41	52
动臂长度 (m)	60	70	90	100	85	100	125
提升支架距地面高度 (m)	18.6	18.8	17.64	19			
文承插爪长度 (m)	11	11	13	18			
文承插爪高度 (m)	1.25	1.8	2.5	3.75			
机体宽度 (m)	9	10	16.8	22			
机体回转半径 (m)	13.2	15	18.5	26			
机体下部净空高度 (m)	1.28	1.28	1.61	2.23			
行走速度 (km/h)	0.2	0.2	0.08	0.08	0.06	0.06	0.06
最大爬坡度 (°)	10	10	7	7			
对地压力, 工作时 ($\times 0.1\text{MPa}$)	0.84	0.9	1.0	1.0	1.05	2.0	2.3
行走时 ($\times 0.1\text{MPa}$)	1.2	1.3	2.5	1.8	2.0	2.3	
工作重量 (t)	540	650	1600	2600	3200	10300	
电机功率 (kW)	860	1480	1800	1680 $\times 2$	520	14000	28200
输入电压 (V)	6000	6000	6000				
回转周期 (S)	54	65	70	69	60	60	60

附1.2.2 前 装 机

前 装 机 型 号 及 主 要 技 术 性 能

表附-1-26

技 术 性 能	型 号					
	DC-10	ZL-15	ZL-20	ZL-20A	ZL-30	FL 460
铲斗容量 (m³)	0.5	0.75	1.0	1.0	1.5	4.6
铲斗宽度 (mm)	1400	2050	2150	2150	2350	3300
载重量 (t)	1	1.5	2	2	3.0	8.38
最大卸载高度 (mm)	2200	2400	2600	2600	2700	3300
最大卸载距离 (mm)		800	951	900	723	1440
动臂提升时间 (s)	升5, 降30, 卸1.5	5	升5.5, 降3, 卸1.3	升5.5, 降4, 卸2	升8.2, 降7, 卸2.5	升7.3, 降3.8, 卸2
最大牵引力 (N)	11000	40000	64000		76000	23000
额定功率 (kW)	33.1	53	59.57	58.84	69.87	221
轴距 (mm)	1800	2200	2400		2500	3600
轮 距 (mm)	前1080, 后1070	1600	1700		1800	2450
车体最大转角 (°)			±38	±35	±38	±36
最小转弯半径 (mm)	3000	4950	5025	4600	5325	7720
行驶速度: 前进 I 档 (km/h)			0~9		0~9.5	0~13
前进 II 档 (km/h)	0~28	26	0~30	31	0~31	0~33
倒 档 (km/h)			0~12		0~12.5	0~16
爬坡能力 (°)	20%	25	30	30	30	25
外形尺寸: 长×宽×高 (mm)	4050×1400×2430	5285×2050×2790	5886×2150×2851	6700×2150×2760	5993×2350×2968	9095×3300×3800
机 重 (t)		6	7.6	7.5	10	28.5
参考价值 (万元)		5.6	7	7.34	8.2	40
制造厂家	③ ⑤ ⑥	③ ④ ⑤ ⑥	① ②	① ②	① ②	①

厂家代号: ①成都工程机械厂 ②江西宜春工程机械厂 ③烟台工程机械厂 ④四平装载机厂 ⑤上海城建机械厂 ⑥天津市政工程机械厂 ⑦沈阳矿山机械厂

前 装 机 型 号 及 主 要 技 术 性 能

表附-1-27

技 术 性 能	型 号					
	ZL-30A	ZL-160	ZL-40	ZL-45	ZL-50	ZL-100
铲斗容量 (m³)	1.5	1.7	2.0	2.5	3	5.4
铲斗宽度 (mm)	2384	2580	2500	2550	2940	
载重量 (t)	3	正4, 侧3	4	4.5	5	9.5
最大卸载高度 (mm)	2759	2868	2800	2850	3050	3184
最大卸载距离 (mm)	1036	900	1625	1000	1815	2116
动臂提升时间 (s)	升5.5, 降3.2, 卸1.2	升7.5, 降3.3, 卸2.7	升7.5, 卸2.1	升7.5, 卸2.71	升8.2, 卸2.28	升9.4, 卸4.5
最大牵引力 (N)	92720	105000	105000	96000	137000	
额定功率 (kW)	73.55	117.68	125	117.68	154.6	275.8
轴 距 (mm)	2600	2604	2650	2920	2760	
轮 距 (mm)	1800	2070	1950	1960	2240	
车体最大转角 (°)	±38	360	±35		±35	35
最小转弯半径 (mm)	5513	5350	5230	6200	5633	7870
行驶速度: 前进 I 档 (km/h)		0~5~14	0~11	0~5~9.9	0~12	0~36.2
前进 II 档 (km/h)	31	21~58	0~35	19~34	0~36	
倒 档 (km/h)	12.5		0~15	与前进档相同	0~16.5	41.4
爬坡能力 (°)	30	25	28	25	30	30
外形尺寸: 长×宽×高 (mm)	6364×2384×2959	5290×2580×3125	6594×2500×3115	7188×2550×3186	7130×2940×3270	
机 重 (t)	9.5	15	11.5	13.5	15.8	40
参考价格 (万元)	8.2	12.8	10.5	10.8	11.7	76
制造厂家	① ②	③	④ ⑤ ⑥ ⑦ ⑧	⑨	④ ⑤	⑥

厂家代号: ①成都工程机械厂 ②江西宜春工程机械厂 ③徐州第二机械厂 ④厦门工程机械厂 ⑤烟台工程机械厂 ⑥柳州工程机械厂 ⑦四平装载机厂 ⑧山东临沂工程机械厂 ⑨天津工程机械厂

美国生产的一些前装机的主要性能

表附-1-28 (1)

技 术 性 能	CATERPILLAR 公 司						FIAT-ALLIS 公 司				
	轮 胎 式				履 带 式		轮 胎 式			履 带 式	
	992 C	988 B	980 B	966 C	983	977 L	945 B	745 C	645 B	FL14C	FL10C
铲斗额定容积 (m ³)	9.6	5.4~6	3.45~4.2	2.3~3.5	3.4~4.2	1.9~2.4	4.6~5.0	3.1~4.0	1.9~2.7	1.91~2.29	1.43~1.62
飞轮功率 (×0.745kW)	690	375	250	170	275	190	335	202	151	150	120
工作重量 (t)	85.84	38.65	23.36	16.74	34.05	21.33	29.61	18.30	12.31	17.26	13.25
最大前进速度 (km/h)	21.1	30.6	32.7	30.9	9.3	9.3	32.2		37.0	9.6	9.02
挖掘力 (×10kN)	66.24	21.46	16.2	10.43	21.17	15.49	20.5	16.43	12.43	10.10	9.02
轮胎规格	64-45	29.5-29	23.5-25	20.5-25			29.5-29		20.5-29		
	-45		29.5-25	23.5-25							
标准履带板宽度 (mm)	—										
轮 距 (mm)	3300	2320	2220	2160			2430	2210			
轨 距 (mm)	—				1930	1680					
前后轮轴距 (m)	4.82	3.81	3.30	3.10			3.75	3.3	2.95		
尺 寸 (m)											
全 长	13.11	10.70	8.10	6.83	6.78	5.89	8.52		6.55	4.87	4.49
至驾驶室顶部高度	5.38	4.13	3.48	3.3	6.66	3.4	4.10		3.3	2.19	1.8
斗臂举起45°时卸载距离	2.81	1.68	1.12	0.8	1.17	1.22	1.28	0.88	1.0	1.00	0.88
斗臂举起45°时卸载高度	4.16	3.20	3.15	3.0	3.66	3.23	3.25	3.07	2.88	2.80	2.68
铲斗宽度 (m)	4.59	3.27	3.27	2.92	3.07	2.49	3.42		2.68	2.14	2.05

美国生产的一些前装机的部分主要性能

表附-1-28 (2)

技 术 性 能	CLARK 公 司					TEREX 公司	DART 公司	列—图尔尼公司
	轮 胎 式					轮 胎 式	轮 胎 式	轮 胎 式
	675	475 B	275 B	175 B	125 B	72-71 B	DE620	L 800
铲斗额定容积 (m³)	18.3~27.5	7.65~13.76	5.0~6.1	3.4~4.6	2.7~3.8	5.74	11.47	9.9
飞轮功率 ($\times 0.745 \text{ kW}$)	1316~1400	612~702	360~400	279~310	212~236	388	800	860
工作重量 (t)	176.22	70.24	36.02	23.45	18.64	38.54	90.76	83.05
最大前进速度 (km/h)		29.5	34.8			32.7		15.0
挖掘力 ($\times 10 \text{ kN}$)	75.16	41.1	21.9	14.74	11.96	26.34	65.31	54.42
轮胎规格		37.25~35	29.5~29			29.5~29	37.5~39	37.5~39
标准履带板宽度 (mm)								3540
轮 距 (mm)		2696	2731					
轨 距 (mm)		4.62	3.70			4.07	5.03	5.48
前后轮轴距 (mm)								
尺 寸 (m)						10.36	12.60	13.79
全 长		12.16	9.42			4.12	5.59	4.87
至驾驶室顶部高度		5.06	4.01			1.47	2.21	2.23
斗臂举起45°时卸载距离		1.87	1.49			3.49	4.52	5.63
斗臂举起45°时卸载高度		4.75	3.96			3.70	4.72	4.87
铲斗宽度 (m)								

我国引进的前装机主要性能

表附-1-29

技 术 性 能	日本川崎公司 KLD100 型	技 术 性 能	日本川崎公司 KLD100 型	技 术 性 能	日本川崎公司 KLD100 型
铲斗容积 (m³)		最大长度 (m)	9.6	最大行走速度 (km/h)	32
标 准	5.0	铲斗举升时最大高度 (m)	6.7	爬坡能力 %	35
范 围	4.8~5.5	最大卸载高度 (m)	3.6	轮胎规格	2.95~29
飞轮功率 ($\times 0.745 \text{ kW}$)	420	最小转弯半径 (m)	6.75	工作重量 (t)	36

附1.2.3 推土机

推土机型号及主要技术性能

表附-1-30

技术性能	型 号											
	红旗-120AT	上海-120A	T-120	泰山120	T 140	T 150	T 180	T 200	T220	上海320	D85A-18	QT-160/CT
推土板宽度 (mm)	3840	3760	3760	3776	3762	3760	4200	4155	4365	4130	4365	3880
推土板高度 (mm)	860	1000	1100	1050	1049	1100	1100	1100	1055	1590	1050	1050
最大提升高度 (mm)	800	1000	1000	1010	1000	1000	1260	1200	1290	1560	1290	1000
最大切削深度 (mm)	600	350	300	510	410	300	530	530	535	560	535	500
发动机型号	6135AK-2			6135 AK-ZC	6135		卡明斯NH 220-C1	6135AZK	NT855	NTA855C	NT855C	6135AZK-2
发动机功率 (kW)	88.26	88.26	99.29	98.8	10.3	117.68	132.39	147.1	161.81	235	161.81	118
最大牵引力 (kN)	97.5		120	125.3	140.2	144.5	182.00	219.9	240	650	450	157
行走速度, 前进 (km/h)	2.36~10.23	2.32~10.63	2.7~10.44	2.4~10.53	2.47~10.40	2.70~10.44	2.43~10.12	3.34~9.51	2.5~9.9	3.7~11.8	3.6~11.2	2.54~10.59
后退 (km/h)	2.75~8.08	2.78~9.16	2.73~8.99	3.03~9.39	3.45~10.30	2.73~8.99	3.16~9.78	3.06~9.16	3.0~9.4	4.5~13.7	4.3~13.2	3.68~11.41
行走方式	履带	履带	履带	履带	履带	履带	履带	履带	履带	履带	履带	履带
履带中心间距 (mm)	1330	1888	1880	1880	1880	1880	2000	2000	2000	2140	2000	2000
履带板宽度 (mm)	500	500	500	500	560	500	660	560	560	560	560	560
平均接地压力 (MPa)	0.06	0.064	0.058	0.059	0.062	0.058		0.07	0.08	0.98	0.075	0.064
爬坡能力 (°)	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30
外形尺寸, 长 (mm)	5540	5340	6056	5412	5261	6506	7176	7000	7100	6880	5770	5624
宽 (mm)	3840	3760	3760	3776	3762	3760	4200	4155	4365	4130	4635	3880
高 (mm)	3970	3100	2875	2790	2755	2875	3091	3144	3575	3460	3395	3147
总重量 (t)	12.7	15.5	14.7	14.70	16.8	14.7	25.05	25.30	25.90	33.90	22.67	17.63
参考价格 (元)	75000	80000	75000	74000	100000	80000	261000	230000	276000	400000	310000	85000
制造厂	鞍山红旗拖 拉机厂	上海彭浦机 器厂	四川建筑 机械厂	天津建筑 机械厂	宣化工程机 械厂	四川建筑机 械厂	黄河工程机 械厂	沈阳桥梁 厂	黄河工 程机械厂	上海彭浦 机器厂	山东推土 机总厂	青海工程机 械厂

注: 推土机为露天矿重要的辅助设备, 应用在排弃场, 采矿场修路, 平场地。选型趋向大型化, 180至220马力的推土机工作效率高, 大中型矿山选用较合适。

美国生产的一些推土机的主要技术性能

表附-1-31

技 术 性 能	CATERPILLAR 公司						FIAT-ALLIS 公司		
	履 带 式				轮 胎 式		履 带 式		
	D10	D9H	D8K	D7G	814	824B	41B	31	12C
飞轮功率 ($\times 0.745\text{kW}$)	700	410	300	200	300	170	524	425	300
工作重量 (t)	75.70	43.09	31.7	23.60	33.33	19.03	69.72	51.32	32.42
推铲宽度 (mm)									
直 铲 (S)	5540	4390	4040	3660	4050	3650	5180	4801	3975
通用铲 (U)	6045	4800	4240	3850			6100	5056	
缓冲铲 (C)	3810	3300					3450	3450	
角 铲 (A)		5030	4720	4250					4613
推铲高度 (mm)									
直 铲 (S)	2135	1820	1520	1270	1220	1030	2160	1880	1537
通用铲 (U)	2135	1820	1520	1270			2180	1880	
缓冲铲 (C)	1520	1270					1450	1450	
角 铲 (A)		1300	1120	980					1143
最高前进速度 (km/h)	11.6	10.8	10.6	10.1			10.1	10.8	10.7
履带: 宽度 (mm)	711	610	659	508			815	711	610
着地面积 (m^2)	5.56	4.08	3.5	2.75			5.92	4.78	3.84
压 力 (0.1MPa)			0.91	0.72					0.85
轮 胎									
外形尺寸 (mm)									
长 度	6920	5610	5258	4190			5842	5180	4648
宽 度	3647	3020	2807	2550			3378	3302	2780
高 度	3480	2670	2438	2260			3277	2898	2515

注: 工作重量包括推铲、润滑油、冷却剂、满装的燃料箱、液压系统、翻斗保险驾驶室及司机。

续表

技 术 性 能	KOMATSU 公司					CLARK 公司			TEREX 公司
	履 带 式					履 带 式			履 带 式
	16 B	455	D355A-3	D155A	D80E12	330	280	180	82-50
飞轮功率 ($\times 0.745 \text{ kW}$)	195	620	410	320	180	473	302	170	370
工作重量 (t)	21.59	72.94	36.60	33.29	22.81	59.40	31.70	18.06	31.63
推铲宽度 (mm)									
直 铲 (S)	3531	6025	4315	4039	3620	4801	3861		4038
通用铲 (U)		6140	4715						4496
缓冲铲 (C)			3320						
角 铲 (A)	4210		5230	4978	4260				4978
推铲高度 (mm)									
直 铲 (S)	1321	2280	1875	1674	1280	1651	1321		1499
通用铲 (U)		2280	1875						
缓冲铲 (C)			1330						
角 铲 (A)	978		1350	1346	1060				1524
最高前进速度 (km/h)	9.3	14.0	12.7	11.8	10.0	29.8	48.0	35.08	11.3
履带: 宽度 (mm)	559	760	610	559	559				
着地面积 (m^2)	3.05	6.35	4.09	3.53	3.41				
压 力 (0.1 MPa)	0.7		0.8	0.95	0.67				
轮 胎									
外形尺寸: (mm)									
长 度	4200	6160	7375	5380	4594	10058	8306		6052
宽 度	2550	3480	4315	2780	2600	4938	4064		4525
高 度	2310	3185	4035		2510	4420	3988		3672

我国引进的一些推土机的主要技术性能

表附-1-32

技 术 性 能	日 本 小 松 制 作 所				
	D355A	D155A	D150A	D85A	D80A
飞轮功率 ($\times 0.745 \text{ kW}$)	410	320	300	180	180
工作重量 (t)	44.4	31.2	31.8	22.1	21.8
推铲宽度 (mm)	5050	4065	4065	4260	4260
推铲高度 (mm)	1310	1360	1360	1060	1060
最大提升高度 (mm)	1610	1450	1450	1260	1260
最大入土深度 (mm)	660	600	605	530	530
最大倾斜量 (mm)		1000		500	500
最高前进速度 (km/h)	12.7	11.8	12.9	10.0	10.0
最高后退速度 (km/h)	12.6	13.7	10.6	12.0	9.6
履 带:					
宽 度 (mm)	610	560	560	560	560
对地压力 (0.1MPa)		0.9		0.7	0.69
爬坡能力 ($^{\circ}$)		30	30	30	30
外形尺寸 (mm)					
长 度	7425	6710	6710	5890	5890
宽 度	5050	4065	4065	4260	4260
高 度	3690	3590	3495	3060	3060
离地间隙 (mm)	565	490	490	408	408

附1.2.4 露天铲运机

铲运机型号及主要技术性能

表附-1-33

技 术 性 能	型 号			
	C4-3A	C3-6	CL7	CT6
行 走 方 式	轮 胎 式	轮 胎 式	轮 胎 式	轮 胎 式
牵引情况	东方红-54履带式拖拉机	履带式拖拉机	同左	同左
铲斗容积 (m³)	2.5, 2.75 (堆尖)	6, 8 (堆尖)	7, 9 (堆尖)	6, 8 (堆尖)
生产率 (m³/h)	22~28 (运距100m) 15~18 (运距200m)		58 (Ⅰ级土壤运距400m)	
推土板 (铲刀) 宽度 (mm)	2160	2600	2700	2600
最大铲土深度 (mm)	150	300	300	300
铲刀切土角 (°)	35~38	30	30	30
行走速度 (km/h)	3.59~7.9	4.2 (前进); 4.8 (后退)	39 (前进); 9 (后退)	
爬坡角度 (°)			20	
离地最小间隙 (mm)	230	380	320	450
外形尺寸, 长 (mm)	5600	8770	9800	8800
宽 (mm)	2440	3120	3200	3100
高 (mm)	2400	2540	2980	2540
发动机功率 (kW)	55	73.5	132	73.5
轴距 (mm)	3500	4840	5900	4840
轮距, 前轮 (mm)	900	1400	2100	2080 (2020)
后轮 (mm)	1650	1980	2100	1929 (1980)
轮胎规格, 前轮	9.00~20	14.00~20	23.5~25	14.00~20
后轮	9.00~20	18.00~24	23.5~25	18.00~24
自重 (kg)		7300 (山东); 6785 (沈阳)	15000	7300
回转半径 (mm)	2700	3750	7000	3750
回转角度 (°)		0~90 (前轮)		±90
操纵方式	液压	钢绳	单轴	钢绳
参考价格 (元)	25000	70000 (山东) 70600 (沈阳)	165000	90000
生产情况	生产	生产	生产	生产
制造厂	成都上游机械厂	山东推土机总厂 沈阳矿山机器厂	郑州工程机械厂	同左

美国生产的一些铲运机的主要技术性能

表附-1-34

技 术 性 能	CATERPILLAR 公司			WABCO 公司			FIAT-ALLIS 公 司	CLARK 公 司	TEREX 公司
	657 B	637 B	627 B	353FT	259FT	339 F	263 B	210HB	TS24B
铲斗容积 (m³)									
平装时	24.5	16.00	10.70		16.80	19.12			18.40
满装时	33.6	23.70	15.30	27.5	23.70	26.00	17.60	17.60	26.00
额定载重量 (t)	47.20	34.02	21.80	39.0	34.00	37.20	24.04	24.04	36.95
飞轮功率 (×0.745kW)	950	705	450	966	654	462	496	360	475
空车重量 (t)	68.72	47.17	34.56			413	33.65	33.19	36.95
最大铲土深度 (mm)	450	480	340				241		480
铲土宽度 (mm)	3650	3480	3000	3450	3400	3400	3226		3390
最大卸土高度 (mm)	510	420	460						
尺 寸 (m)									
长 度	17.82	15.48	14.81	15.84	14.27	14.81	12.90		14.50
宽 度	4.30	3.96	3.45	4.01	3.96	3.96	3.65		3.45
高 度	4.42	4.17	3.63	4.20	4.03	4.30	3.60		3.94
轴 距 (m)	10.00	8.74	7.72	9.24	8.47	8.68	7.87		9.32
轮 胎, 牵引车	37.5~39	33.25~35	29.5~29	37.5~39	33.25~35	33.5~33	29.5~29		37.5~33
铲运车	37.5~39	33.25~35	29.5~29	37.5~39	33.25~35	33.5~33	29.5~29		37.5~33
最大速度 (km/h)				56.0	47.3	525			

附1.3 露天运输及维护设备

附1.3.1 电 机 车

1. 准轨直流架线式电机车

准轨直流架线式电机车型号及主要技术性能

表附-1-35

技 术 性 能	型 号			
	ZG80-1500	ZG100-1500	ZG150-1500	ZG80-1500-S
粘着重量 (t)	80±2	100 $\begin{smallmatrix} +3 \\ -1 \end{smallmatrix}$	150 $\begin{smallmatrix} +4.5 \\ -1.5 \end{smallmatrix}$	160
轴 列 式	Z ₀ +Z ₀	Z ₀ -Z ₀	Z ₀ -Z ₀ -Z ₀	Z ₀ +Z ₀ +Z ₀ +Z ₀
轴 荷 重 (t)	20±2%	25±2%	25±0.5%	20
额定电压 (V)	1500±15%	1500 $\begin{smallmatrix} +20 \\ -33 \end{smallmatrix}$ %	1500 $\begin{smallmatrix} +20 \\ -33 \end{smallmatrix}$ %	
轴距: 固定/全轴距 (mm)	2300/8000	2600/10400	2600/15900	
最小通过半径 (m)	40	60	80	60
车轮直径 (mm)	1060	1120	1120	
外形尺寸: 全长 (mm)	11900	14760	20260	23800
全宽 (mm)	3250	3200	3200	3200
正弓收下时高度 (距轨面) (mm)	4600	4780	4770	
正弓最小工作高度 (距轨面) (mm)	5000	5100	5100	
正弓最大工作高度 (距轨面) (mm)	6500	6500	6500	
旁弓收下时高度 (距轨面) (mm)	4000	4000	4000	
旁弓最小工作高度 (距轨面) (mm)	4045	4045	4045	
旁弓最大工作高度 (距轨面) (mm)	4640	4600	4600	
机车中心线至旁弓架线间距 (mm)	2600~3300	2600~3300	2600~3300	
机车小时功率 (kW)	880	1400	2100	1760
机车长时功率 (kW)	760	1240	1860	1520
轮周小时牵引力 (N)	143400	172000	256000	
轮周长时牵引力 (N)	114800	143000	214000	
运行速度: 小时制 (km/h)	22.40	29.30	29.30	
长时制 (km/h)	23.60	31	31	
最大运行速度 (km/h)	75	85	65	
牵引电动机型号	ZQ220	ZQ350-1	ZQ350-1	
牵引电动机功率 (kW)	220	350	350	
牵引电动机台数 (台)	4	4	6	
牵引电动机额定电压 (V)	1500/2	1500	1500	
牵引电动机小时电流 (A)	325	250	250	
制动装置类型	ET ₀	EL-14 (改进型)	EL-14 (改进型)	
空压机型号	Z-1.8/8型	Z-1.8/8型	Z-1.8/8型	
空压机能力×台数 (m ³ /min)	1.8×2	1.8×2	1.8×3	
制动缸尺寸 (mm)	254	304.8	304.8	
制动率 (%)	72.5	70.5	70.5	
参考价格 (元)	450000	685000	1200000	
生产情况	停 产	生 产	生 产	技改产品
制 造 厂	湘潭电机厂	同 左	同 左	同 左

注: 1. 轴列式说明:

Z₀+Z₀-4轴, 安在两个相互连结的双轴转向架上, “0”表示电力传动;
 Z₀-Z₀-4轴, 安在两个相互不连接的双轴转向架上, “0”表示电力传动;
 Z₀-Z₀-Z₀-6轴, 安在三个相互不连接的双轴转向架上, “0”表示电力传动。

2. ZG80-1500-S为旧有80吨电机车进行技改后的80吨重联电机车产品。

国外一些宽轨直流、交流架线电机车的技术性能

表附-1-36

技 术 性 能	直 流				交 流				
	民主德国 EL-2	民主德国 EL-1	捷 克 37E-1	苏 联 N-KU-1	联邦德国 AEG	联邦德国 N500	苏 联 Д-100	苏 联 Д-94	民主德国 EL-10
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
轴 列 式	$B_0 + B_0$	$B_0 + B_0 + B_0$	$B_0 + B_0 + B_0$	$O - Z + Z - O$	$Z_0 - Z_0$	$Z_0 - Z_0$	$Z_0 - Z_0$	$Z_0 - Z_0$	$Z_0 - Z_0$
粘 着 重 (t)	100	150	150	80	132.4	139	100	94	100
轴 荷 重 (t)	25	25	25	20	33.2	34.8	25	23.5	25
功率: 长时制(kW)	1180	1690	1200	633					
小时制(kW)	1400	2100	1560	743	1860	1860	1420	1640	1640
牵引力: 长时制($\times 10$ N)	15700	19200	19000	9800					
小时制($\times 10$ N)	19800	24700	16500	12200	21600	21600	16500	20000	22700
运行速度: 长时制(km/h)		32.8		23.6					
小时制(km/h)	30.5	31	28	22.2	24.4	24.4	31	30	25.7
最大允许(km/h)	65	65	65	70	70	60	70	85	50
牵引电机: 型号	GBM-350	GBM-350	AD ₁						
功率 (kW)	350	350	260		465	465	355	410	410
台数 (台)	4	6	6		4	4	4	4	4
受电弓电压 (V)	1500	1500	1500	1500	6000	6000	10000	10000	10000
动轮直径 (mm)	1120	1100	1010	1050	1120	1120	1200	1200	
轴距, 固定 (mm)	2500	2800	3000	2300	3100		2400	2400	2000
全轴距 (mm)	8700	16200	17100	8000				10230	
通过最小半径 (m)	50	150	60	40	60	60	80	80	60
机车外形尺寸: 全长 (mm)	13545	21032	20504	12200	16500		15460	16400	19900
全宽 (mm)	3200	3150	3000	3250	4300		3994	3340	3550
全高 (mm)	4660	4660	4650	5000					
车钩高度 (mm)	880	880	880	880					
正弓工作高度: 最大 (mm)	6500	6500	6500	6900					
最小 (mm)	5100	5100	5100	5400					
旁弓工作高度: 最大 (mm)	4400	4400	4900	4640					
最小 (mm)	3900	3900	4400	4045					

国外一些宽轨直流、交流电机车牵引机组的技术性能

表附-1-37

[illegible]

2. 窄轨架线式电机车

窄轨架线式电机车型号及主要技术性能

表附-1-38

技 术 性 能	型 号					
	ZL-14/550	ZL14 7/550-1	XGC-14	ZL-20/750	ZL-40/750	ZL9- 6/550
粘着重量 (t)	14	14	14	20	40	9
轨 距 (mm)	762 900	762 900	762 900	762 900	762 900	600 762
额定电压 (V)	550	550	550	750	750	550
轴 荷 重 (t)	7	7	7	10	10	4.5
固定轴距 (mm)	1800	2050	1900	3000	2000	1400
最小通过半径 (m)	15	20	15	30	40	10
动轮直径 (mm)	760	840	800	840	840	680
外形尺寸, 全长 (mm)	5332	5450	4700	7500	12000	4900
全 宽 (mm)	2135	2000	2100	2300	2500	1230
全高 (司机室高) (mm)	3002	3000	3000	3440 (3200)	3720 (3200)	3000
车轴高度 (mm)	380、490、600	380、490、600	320	600	600	430 320
正弓工作高度 (mm)	3550~4350	3550~4350	4200~5000	3750~4550	3750~4550	3600~4600
旁弓工作高度 (mm)	2500~2900	2900~3300	2500	3050~3800	3050~3600	—
旁架线至车中心距 (mm)	1700~2150	1750~2200	1700	2100~2600	2250~2750	—
机车小时功率 (kW)	104	156	92	220	440	60
机车小时牵引力 (N)	27200	32000	24000	40000	80000	19300
机车长时牵引力 (N)	9500	11000	10100	31700	63500	5400
机车小时制速度 (km/h)	12.9	15.8	14	18.6	18.8	10.5
机车长时制速度 (km/h)	18	23.2	21	19.3	19.7	14
机车构造速度 (km/h)	26	31		37	37.8	20
牵引电动机型号	ZQ-62	ZQ-78	ZQ-46B	ZQ-110	ZQ-110	ZQ-30-4
牵引电动机功率 (kW)	52	78	46	110	110	
单台电动机小时电流 (A)	105	154	96.5	161	161	
牵引电机数量 (台)	2	2	2	2	4	2
制动装置	手、电、气	同左	同左	同左	同左	手、电、气
制动缸规格 (mm)	φ130mm	φ130×2	203.2	317.5×10个	317.6 (10个)	
机车有效制动功率 (%)	63~83	70~90		64~91	71~92	
空压机型号及台数	仿捷克 2 台	2	KWP-450×1	Z-1.8/8×1	Z-1.8/8×2	
空压机能力 (m³/min)	0.40×2	0.4×2	0.46×1	1.85×1	1.85×2	
机车总风缸容积 (m³)	0.2	0.2	0.22	0.747	1.1	
参考价格 (元)	137500	137500		176000	352000	
制 造 厂	常州工矿 电机厂	同左	大连电车工厂	常州工矿 电机厂	同左	常州工矿 电机厂

注: ZL14 7/550-1 电机车系按 JB/Z117-76《工矿电机车系列型谱》设计的设备。

附1.3.2 内燃机车

1.准轨内燃机车

准轨内燃机车型号及主要技术性能

表附-1-39

技 术 性 能	型 号					
	JM 12C	JM 160	JMY 380	JMY 1000	北 京	东 风 4
用 途	调 车	调 车	调 车	调 车	干线客运	客货运
车轴排列	0—3—0	0—3—0	2—2	2—2		Z ₁ -Z ₂
传动方式				液力传动	液力传动	电传动
构造速度 (km/h)	30	30	42	运转80, 调车35	120	120/100
持续速度 (km/h)			9	18.1 7.9	24.2	26.3/21.9
通过最小曲线半径 (m)	20	20	60	80	125	145
轮周起动牵引力 (N)	41500	49180	107760	277200	230000	421000
轮周持续牵引力 (N)			71430	173000	183000	308000
轴 重 (t)	6	6	10±3%	21	23	28
机车运转整备重量 (t)	18	18	40	84	92	138
外形尺寸: 全长 (mm)	6491		11180	14500	16325	21100
全宽 (mm)	2520		3360	3376	3315	3200
全高 (mm)	2947		4290	4643	4705	4730
转向架中心线间距离 (mm)					2500/10795	3600/15700
固定轴距/全轴距 (mm)	1800		640	1050	1050	1050
车轮直径 (mm)	600	600				16240 ZB
柴油机: 型号	6135C-1		380	1000	2700	3300
额定功率 (kW)	120	185	1	1	1	1
机 数	1	1				
制动机型式	ET-6 手动、空气	ET-6 空 气	ET-6 空 气			
生产情况	生 产	生 产	生 产	生 产	生 产	生 产
制 造 厂	石家庄动力机械厂	周 左	周 左	周 左	二七机车厂	大连机车厂

2. 窄轨内燃机车

窄 轨 内 燃 机 车

表附-1-40 (1)

技 术 性 能	型 号			
	JM 20 非净化及净化	JM 40 非净化及净化	QL-90 A	JM 80
轨 距 (mm)	800	600、762	600、762	600、762(900)
轴 式	0—2—0	0—2—0	0—2—0	0—3—0
装备重量 (t)	2.7	6.5	8	12
轴 荷 重 (t)	1.35	3.25	4	4
固定轴距 (mm)	750	980	1315	900×2
全 轴 距 (mm)	750	980		1800
轮 径 (mm)	300	450	600	600
最小通过半径 (m)	6	7	20	20
车钩高度 (mm)	205、305、395	210、320、390、450	440	320、600
车钩型式	插销链环式	同左	自动钩	插销 (链钩)
构造速度 (km/h)	18	19.3	34	25.61
轮周牵引力 (N)	5600	18000	19300	26840
外形尺寸: 全长 (mm)	2360	3700	4111	5870
全宽 (mm)	910	1140	1660	1910 (1948)
全高 (mm)	1750	1680	2690	2747
柴油机型号	2105-1	X4105J	解放CA-10B	4135K-1
额定功率 (kW)	14.71	29.42	66.19	73.55
耗油率 (g/kW·h)	190	190		175
传动型式	机 械	机 械	链条传动	机械
驱动方式	链 条	链条	换向齿轮箱	摇连杆
制动装置	手、脚	手	空气、手	手
全车闸瓦总压力 (N)				87000
每块闸瓦压力 (N)				14500
参考价格 (万元)		5.8		6.0
制 造 厂	长沙矿山通用机械厂	同左	广东红卫机器厂	常州工矿电机车厂

准 轨 内 燃 机 车

表附-1-40 (2)

技 术 性 能	型 号			
	CZ80Q	JM120	JMY 380	JMY380I
轨 距 (mm)	600, 762, 750, 900, 1000	762	600, 762, 900	600, 762, 900
轴 式	0—3—0	0—3—0	2—2	2—2
整备重量 (t)	12.6	15	24	22
轴 荷 重 (t)	4.2	5	6	5.5
固定轴距 (mm)	900×2	900×2	1500	1500
全 轴 距 (mm)	1800	1800	6000	5000
轮 径 (mm)	600	600	600	600 (840)
最小通过半径 (m)	20	20	60	60
车钩高度 (mm)	320, 600, 850	320, 600	600	600
车钩型式	链钩、自动钩、插销钩	自动钩	自动钩	自动钩
构造速度 (km/h)	29(27.8)	30	45	45
轮周牵引力 (N)	22000		70200	72600
外形尺寸: 全长 (mm)	3900	5768	10000	10000
全宽 (mm)	1790 (2080)	2080	2500	2500
全高 (mm)	2380	3000	3200	3676
柴油机型号	6135C-1	6135 C-1	12V135Z	12V135Z
额定功率 (kW)	(100) 73.5	(120) 88.3	(380) 279.5	(380) 279.5
耗 油 率 (g/kW·h)	175		175	175
传动型式	机械	机械	液力、机械	同左
驱动方式	摆连杆		万向轴	同左
制动装置	手、空气	ET-6, 手	ET-6, 手	ET-6, 手
有效制动率 (%)	0.84		82	82
空压机型号	2V-0.6/7-00	3Z-0.5/8	3W-1.6/10	3W-1.6/10
空压机台数×能力 (m³/min)	1×0.6	0.466	1.6	1.6
总风缸容量 (m³)	0.16		0.38	0.4
全车闸瓦总压力 (N)	100700		196800	180400
每块闸瓦压力 (N)	16780		24600	22600
参考价格 (万元)	7		37	
生产情况	生产	生产	生产	生产
制 造 厂	常州内燃机车厂	石家庄动力机械厂	长沙矿山通用机器厂	长沙矿山通用机器厂

附1.3.3 运输车辆

(1) 准轨车辆

准轨底开门车型号及主要技术性能

表附-1-41

技术性能	号					
	K60矿石车	K13石碴漏斗车	DK60-3矿石车	K70煤漏斗车	60矿石漏斗车	K16矿石漏斗车
载重量 (t)	60	60	60	73	60	95
自重 (t)	22.5	21.2	21.8	27	23	33.8
车箱容积 (m³)	20.8	36	27.4	73	37.4	48
固定轴距 (mm)	1750	1750	1727	1750	1750	2640
两转向架中心距 (mm)	7900	8000	6600	10500	9200	8200
最小通过半径 (m)	145		60	145	145	80
轴数 (根)	4	4	4	4	4	6
轴荷重 (t)	21		20.45		20.75	21.4
构造速度 (km/h)	100		80		100	100
外形尺寸: 长 (mm)	11942	12046	10450	14738	13438	14000
宽 (mm)	3116	3156	2896	3310	3180	3200
高 (mm)	2657	3104	2950	2593	2952	3362
车箱尺寸: 长 (mm)	7188		7000	12408	9100	12040
宽 (mm)	2734		2600	3240	2888	2890
高 (mm)	1460		1900	2430	1750	1600
车门有效开度 (mm)	600		500	2450	450	450
底开门机构型式	风动	风动或手动	手、风动	手、风动	风动	风动
参考价格 (元)			42000		45000	62000
生产情况	小批量		生产	试制	生产	生产
制造厂	唐山车辆厂	太原机车车辆厂	大连重型机械厂	齐齐哈尔车辆厂	株洲车辆厂	株洲车辆厂

准轨自翻车型号及主要技术性能

表附-1-42

技术性能	号					
	KF-60-5A (KF-60-5B)	KF-60	KF-66	KF-70	KF-100	KF-100
型式	气动自翻车	同左	同左	同左	液压自翻车	气动自翻车
载重量 (t)		60	65	70	100	100
自重 (t)	33.4(32.5)	33.5	33	34	48	59
车箱容积 (m³)	27	27	29	29	44	55
轴数 (根)	4	4	4	4	6	6
转向架型式	铸钢侧架式	同左	同左	同左	H、E型	搭接式三轴转向架
固定轴距 (mm)	1727	1727	1727	1800	1200×2	1300×2
两转向架中心距 (mm)	8680(8686)	8686	7700	7700	10290	11700
轴荷重 (t)	~23.4(23.1)	22.3	23.3	24.8	24.83	26.5(26.6)
最小通过半径 (m)	80	80	80	80	80	80
构造速度 (km/h)	50	80	80	80	80	80
外形尺寸: 长 (mm)	13890(13070)	13064	12238	12106	15446	16878(18078)
宽 (mm)	3340	3325	3300	3322	3288	3384
高 (mm)	2491	2462	2661	2853	2944	3100(4511)
车箱尺寸: 长 (mm)	11420	11628	10966	10850	13950	15842(内长15290)
宽 (mm)	3340	3325	3300	3322	2930	3384(内宽3026)

续表

技 术 性 能	型 号					
	KF-80-5A (KF-80-5B)	KF-80	KF-65	KF-70	KF-100	KF-100
车厢倾翻角 (°)	45	45	45	45	45	45
车厢倾翻气压 (MPa)	>0.5	0.50	0.50	0.5	10(油压)	0.55
车厢倾翻时间 (s)	~15	35	35	35	30	
车厢起翻后高轨面间隙 (mm)	~180	180	160	120	176	146
车厢起翻后最大高度 (mm)	3580	3580	3900	3920	4038	4262
车厢起翻后距线路中心 (mm)	2015	2015	2250	2240	2320	2525
制动机型号	GK	GK	GK	GK	GK	GK
制动缸尺寸 (mm)	254×356	同左	同左	同左	同左	同左
制动闸瓦块数 (块)	8	8	8	8	16	16
参考价格 (元)	46000	45000	50000	50000	95000	
生产情况	生产	生产	试制	试制	生产	试制
制造厂	大连重型机器厂	哈尔滨车辆厂	同左	同左	同左	大连重型机器厂

注: 1. KF-80型自翻车配备司机室时, 上面信号灯高轨面为4840 (mm)。

2. KF-100型自翻车用于露天煤矿运载体重为1.6~1.8t/m³的岩石, 表中括号内系带司机室之数据。

3. 根据大型煤矿的运输需要, 哈尔滨车辆厂正进行两种大容积、大吨位自翻车的设计和试制工作, 方案设计参数为:

(1) 100t液压自翻车, 自重50t, 容积58~61m³, 6轴, 两个转向架;

(2) 120~135t液压自翻车, 自重65t以下, 容积75~80m³, 8轴, 两个转向架。

4. 哈尔滨车辆厂在KF-80B型自翻车一端设计有尾车房, 供司机人员用。

准轨翻车(运火药、改制修理车、漏翻车)主要技术性能

表附-1-43

技 术 性 能	型 号			
	P62	P1	P7	P50
载重 (t)	60	30	40	50
自重 (t)	24	16.5	19.5	21.6
容积 (m ³)	120	63	76.4	100
外形尺寸, 最大长度 (钩内侧面距离) (mm)	16438	10762	12400	14032
最大宽度 (mm)	3312	3190	3180	3520
最大高度 (mm)	4220	4028	4250	4458
轴数 (根)	4	4	4	4
转向架中心距 (mm)	11700	6700	8300	9900
转向架型号	转8A	转15、37、38	转42	转4
固定轴距 (mm)	1750			
地板面至轨面高 (mm)	1141	1148	1297	1155
车体材质	钢	钢、木	钢	钢木
车门数量 (门孔宽×高) (mm)	4(2984×2585)			
车窗数量 (扇)	16			
参考价格 (元)	27400			
生产情况	生产			
制造厂	齐齐哈尔车辆			

表附-1-44

准轨敞车型号及主要技术性能

技 术 性 能	型 号				
	全钢敞车 C62A	全钢敞车 C62A	低帮无门敞车 C16	高边无门敞车 CF	C62A
载重量 (t)	60	60	60	60	60
自重 (t)	21.7	21.8	21	21.8	21.7
容积 (m ³)	71.6	71.6	50	71.6	71.6
轴数 (根)	4	4	4	4	4
轴荷重 (t)	20.4	20.45	20.25	20.25	20.4
转向架中心距 (mm)	8700	8700	8700	8700	8700
固定轴距 (mm)	1750	1750	1750	1750	1750
最小通过半径 (m)	145	145	145	145	145
地板面至轨面高 (mm)	1084	1083	1083	1083	1083
外形尺寸: 全长 (钩舌内侧距离) (mm)	13438	13442	13442	13442	13438
最大宽度 (mm)	3196	3200	3200	3200	3196
最大高度 (mm)	3084	3100	2483	3100	3083
车箱尺寸: 长 (mm)	12500	12500	12500	12500	12500
宽 (mm)	2890	2900	2900	2900	2794
高 (mm)	2800	2900	1400	2000	2000
车门: 宽×高 (mm)	中门1900×1620 下侧门1250×954	同左	无门	无门	1250×954
转向架型号	新转8	转8B	转8B	转8B	转8A
制动机型式	GK	GK	GK	GK	103分配阀
制动缸 (mm)	355.6	355.6	355.6	355.6	355.6
车体材料	全钢	全钢	全钢	全钢	全钢
参考价格 (元)	30800	32000	31000	35000	大批量
生产情况	生产	生产	生产	生产	大批量
制造厂	大连机车车辆厂	株洲车辆厂	同左	同左	唐山车辆厂

表附-1-45

准轨平车型号及主要技术性能

技 术 性 能	型 号						
	N17平车	N16平车	N17平车	D22平车	D ₁ 凹底平车	D ₁ 凹底平车	HCD ₁ 凹底平车
载重 (t)	60	65	60	120	60	90	235
自重 (t)	20.4	18.3	20	42	22	29	104
地板面积 (m ²)	39 (13000×3000)	39 (1300×3000)	39 (1300×3000)				
轴数 (根)	4	4	4	8	4	6	16
固定轴距 (mm)	1750	1750	1750	1750	1750	1300	1350
转向架中心距 (mm)	9000	9300	9000	17800	13500	14800	25000
轴荷重 (t)	20.1						
地板面至轨面高 (mm)	1209	1210	1127	1460	680	777	1728
最小通过半径 (m)	145	145	145	180	145	145	180
外形尺寸: 最大长 (mm)	13908	13942	13938	25908	18022	20308	37846
最大宽 (mm)	3176	3192	3172	3108	3000	3000	2520
最大高 (mm)	2015	2026	2016	2048	1810		2443
转向架型号	转8A	新转8	新转8		转8A	H型	4轴一体式
制动装置	GB	GB	GB	钢木	钢	钢	钢
车体材质	碳素钢	钢木	钢木				
参考价格 (元)	20000		25000				
生产情况	生产	生产	生产	生产	可生产	可生产	可生产
制造厂	齐齐哈尔车辆厂	同左	同左	北京二七车辆厂	同左	同左	哈尔滨车辆厂
备 注			北京二七车辆厂也生产此种车辆				

准轨油(水)罐车型号及主要技术性能

表附-1-46

技 术 性 能	型 号			
	G50	YA60	轻油罐车G60	粘油罐车G17
载重(t)	50	50	51	52
自重(t)	20.8	23.5	20	22.2
容积(m ³)	50	50	60	60
外形尺寸: 最大长度(钩舌内侧距离)(mm)	11608	11996	11992	11992
最大宽度(mm)	2830	3026	2912	2950
最大高度(mm)	4638	4637	4477	4477
轴数			4	4
转向架中心距(mm)	6800	7100	7300	7300
转向架型号			转8A	转8A
固定轴距(mm)			1750	1750
制动装置			GK	GK
车体材质			钢	钢
制造年代(年)			1973	1970
参考价格(元)			33350	34150
生产情况			生产	生产
制造厂	西安车辆工厂	西安车辆工厂	同左	同左
备注			用于装运汽、柴、煤油等轻油类	用于装运原油、重油润滑油等油类

准轨客车型号及主要技术性能

表附-1-47

技 术 性 能	型 号		
	YZ ₁₁ 硬座车	YZ ₁₁ 硬座车	ZY ₁₁ 硬座车
用途	干线	干线	市郊、短途
自重(t)	43	42.3	41.1
定员(名)	118	118	3000
轴数(根)	4	4	4
构造速度(km/h)	120	120	120
固定轴距(mm)	2400	2400	2400
转向架中心距(mm)	17000	17000	17000
地板面距轨面高(mm)	1303	1303	1304
最小通过半径(m)	145	145	145
外形尺寸: 最大长(mm)	24676	24676	24537
最大宽(mm)	3106	3106	3106
最大高(mm)	4283	4283	4286
转向架型式	202型	202型	209型
参考价格(元)	114200	106000	约100000
生产情况	生产	生产	生产
制造厂	唐山机车车辆厂	长春客车厂	南京浦镇车辆厂

准轨轨道车型号及主要技术性能

表附-1-48

技术性能		号		
		轨道小客车	长江750型	QD150型
载人数	(人)	36	8	
轨距	(mm)	1435	1435、1000	1435
轴距	(mm)	4000	1100	4000
轴重	(t)	5.0		7.6
车轮直径	(mm)	840	400	840
最小通过半径	(m)	100		100
小车钩高度	(mm)	371		371
最高车速	(km/h)	85	45	82
发动机功率	(kW)		16.18	117.68
外形尺寸, 长度	(mm)	9200	2456 2188	9200
宽度	(mm)	2740	1870 1581	2740
高度	(mm)	3200	1840 1040	3200
重量	(t)	10	0.35	
生产情况		生产	生产	生产
制造厂		宝鸡工程机械厂	同左	同左

(2) 窄轨车辆

窄轨侧卸自翻车型号及主要技术性能

表附-1-49

技术性能		号					
		59-03	B-5	三支点侧卸式矿车	气动自翻车 QF6.0-7SM (双侧)	气动自翻车 KF-15-1	气动自翻车 KF-20-1 (双侧)
车辆容积	(m³)	3.5	3.4	3.5	6	7	11
载重	(t)	6	3	6	12	16	20
自重	(t)	3	0.908	3.1	8.83	12	14
轨距	(mm)	762	900	762	762	762	900、762
轴数	(根)	2		2	4	4	4
轴荷重	(t)			4.55	5.2	6.75	8.5
轴距, 固定轴距	(mm)			1300	1100		1300
全轴距	(mm)				5400	5700	7000
轮径	(mm)			500	550	550	650
最小通过半径	(m)	7.5			30	45	45
最小行驶速度	(km/h)				30	35	35
车钩高度	(mm)	600	320	600	600	600	600
外形尺寸, 长	(mm)	4429	3450	4280	7000	9720	9720
宽	(mm)	1760	1320	1769	2000	2230	2430
高	(mm)	1814	1300	1817	1750	1750	2000
卸载气压	(MPa)				0.51	0.5	0.5
卸载耗气量	(m³/车)				0.8		1.3
连接型式				单环链	自动挂钩 K ₁ 型	链环插销式	自动挂钩 D型
制动装置					152×203D型	203×305	203×305
制动缸尺寸	(mm)				2	2	2
每轴闸瓦数	(个)				30	起磨15, 固空30	起磨15, 固空30
倾翻时间	(s)						

续表

技 术 性 能	型 号					
	59-03	B-5	三支点侧卸式矿车	气动自翻车 QF6.0-7SM (双侧)	气动自翻车 KF-15-1	气动自翻车 KF-20-1 (双侧)
倾翻角 (°)			40	45	45	45
参考价格 (元)			8000	30000	29000	28000
生产情况			生产	生产	生产	生产
制造厂	淄博矿山机械厂	新疆煤矿机械厂	本溪重型机械厂	河南鹤壁矿山机械厂	广州红卫机器厂	大连重型机器厂

有轨客车型号及主要技术性能

表附-1-50

技 术 性 能	SYZ-23型
载人数 (人)	75 (按50%超)
座位数 (个)	50
自重 (t)	17
载重 (t)	5
轨距 (mm)	762
车体长 (mm)	13850
车体宽 (mm)	2350
车体高 (mm)	3280
连接器高度 (mm)	520
转向架形式	两轴无导框或滚动轴承
固定轴距 (mm)	1350
最小通过半径 (m)	60
制动装置	手制动加自动制动或碰头制动
参考价格 (元)	80000
制造厂	牡丹江林业机械厂

附1.3.4 铁路起重机

准轨铁路起重机型号及主要技术性能

表附-1-51

技 术 性 能	型 号			
	QNY15-1	Z152	Z601	QN1002
动力型式	6135D-3柴油机	70马力蒸气机	90马力蒸气机	6135AK-1柴油机
最大起重量 (t)	15	15	60	100
主钩起重量 (t)	15	15	60	100
副钩起重量 (t)	—	—	15	32
机重 (t)	53.4	64	101.7	130
轴压 (kN)	160	210	205	250
提升高度: 主钩 (m)	10.9	10.9	9.8	11.2
副钩 (m)	—	—	12	14.2
起重幅度: 主钩 (m)	4.5	4.5	6.2	5.2
副钩 (m)	—	—	6.75	6.5
起重杆长度 (m)	13	13	12.47	15
自力走行速度 (km/h)	11.2	5.6	9.3	30
列车挂行速度 (km/h)	70	70	60	80

续表

技 术 性 能		型 号			
		QNY16-1	Z152	Z601	QN1002
最小通过半径	(m)	120	120	150	150
轴数	(个)	4	4	6	6
锅炉工作压力	(MPa)	—	1.0	1.1	—
煤箱容积	(m ³)	—	1.0	1.0	—
水箱容积	(m ³)	—	3.5	4.7	—
外形尺寸: 长	(mm)	7782	7782	9475	11240
宽	(mm)	3006	3100	3390	3390
高	(mm)	4521	4636	4614	4727
参考价格		95000	72000	160000	650000
生产情况		生产	生产	生产	生产
制造厂		齐齐哈尔车辆厂	同 左	同 左	同 左

附1.3.5 准 轨 排 土 犁

准轨排土犁型号及主要技术性能

表附-1-52

技 术 性 能		KI-1
轨距	(mm)	1435
自重	(t)	88.4
推土宽度(距线路中心线)	(mm)	6700
推土粒度	(mm)	<800
推土粒堆高度	(mm)	1600
工作速度	(km/h)	10
最小通过半径	(m)	75
固定轴距(两转向架中心距)	(mm)	1727/11040
大翼最大展开角度	(°)	45
大翼倾斜度调整范围	(°)	向上2°, 向下14°
大翼上下移动行程	(mm)	1090
小翼上下移动行程	(mm)	240
车钩中心距轨面高(满载后)	(mm)	~880
车钩钩舌内侧距离	(mm)	15700
外形尺寸: 长	(mm)	15700
宽	(mm)	3675
高	(mm)	4350
轴重	(t)	22.1
常用空气压力	(MPa)	0.6~0.8
储气缸容积	(m ³)	3.35
参考价格	(元)	195000
制造厂		大连重型机器厂

附1.3.6 准轨移道机

准轨移道机型号及性能

表附-1-53

技 术 性 能		KY-26-1
轨距	(mm)	1435
自重	(t)	5.985
最大允许提升力	(N)	260000
齿条提升速度	(m/s)	重载0.06; 空载0.2
移道距离	(mm)	700
行驶速度	(km/h)	8.75~59
发动机型号		CA-10
发动机功率	(kW)	69.87
外形尺寸: 长	(mm)	5200
宽	(mm)	2360
高	(mm)	2750
参考价格	(元)	3400
制造厂		大连重型机器厂

附1.3.7 铁路捣固机

铁路捣固机型号及主要性能

表附-1-54

技 术 性 能	型 号			
	XYD-2液压式	XYD-2单缸液压机	YD-2单缸液压	DY-8轻型液压
生产率 (根枕/h)	10~15秒/根	240	180	180
捣固深度 (mm)	80 (轨枕下)	70 (轨枕下)	80 (轨枕下)	100 (轨枕下)
振捣器: 振动力 (N)		20000	190000	14000
频率 (次/min)	4000	4000	3840	3500
振幅 (mm)				2
捣固率: 下插力 (N)	12450	14000	9870	15220
夹持力 (N)	2×12450	6730×2	8000	9560
油泵工作压力 (MPa)	140	35~45		70
发动机功率 (kW)	电机4	同左	汽油机4.85	汽油机5.15
轨距 (mm)			1435、1067	同左
外形尺寸: 长×宽×高(mm)	1260×1340×756	A型1215×650×1350 B型1220×650×1246	1168×780×1780	1355×846×1850
重量	300	A型300、B型285	450	500
参考价格	4000	8500	9000	9000
生产情况	生产	生产	生产	生产
制造厂	解放军4441厂(昆明市)	沈阳桥梁厂	同左	同左

附1.3.3 自卸汽车

自卸汽车型号及主要技术性能

续附-1-55 (1)

技术性能	5吨以下级						7~10吨级			
	FQ-340	CQ-340	SP347	QH342	黄河QD852	黄河DD852	SH-360	QQ561	QQ562	
驱动型式	4×2	4×2	4×2	4×2	4×2	4×2	4×2	4×2	4×2	4×2
载重 (t)	4.5	4.5	4.5	5	7	7	9	10	10	10
自重 (t)	4.74、4.95	4.64	4.58	4.88	7.3	7.5	9.5	8	8	8
总重 (t)	9.45	9.25	9.08	9.98	14.3	14.88	18.5	18.2	18.2	18.2
车厢容积 (m³)	4.2	4.15	4.5		4.6	4.6	平2.1,堆6.59	5	6.5	6.5
发动机型号	EQ6100-1	Q6100-1	Q6100-1		6120Q	6120Q-1	6135Q-5	6120Q-1	6130	6130
发动机额定功率 (×0.745kW)	135	135	135	115	160	160	180	160	210	210
最小转弯半径 (m)	8	8	8	9.2	7.7	8.8	9	左 右 6.7~8.4	7.8	7.8
最大爬坡度 (%)	23	28	20	大于20	23.5	20	34	30	27.5	27.5
最高车速 (km/h)	90	90	80	80	79.5	78	76	50	67	67
最小离地间隙 (mm)	265	265	265		260	243		289	289	289
外形尺寸: 长×宽×高 (mm)	6360×2405×2510	6360×2380×2580	6690×2440×2300	6350×2300×2450	6420×2450×2580	7072×2442×2638	7753×2556×3020	5730×2547×2800	6500×2547×2800	6500×2547×2800
车厢尺寸: 长×宽×高 (mm)	3250×2200×500	3250×2124×600	3550×2280×540	3800×2200×5500				3280×2489×930	3550×2483×1080	3550×2483×1080
轴距 (mm)	3950	3950	4000		3700	4300	4780	3200	3750	3750
车厢升举后离地最大高度 (mm)	50	50	46	>46	5000	50		5210	5270	5270
车厢后倾最大角度 (°)	举15,降18	举15,降20	举12,降15		举17,降15	举17,降20		15~20	15~20	15~20
车厢举升、回降时间 (s)	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸
卸载型式	9.0~20	9.0~20	9.0~20	9.0~20	11.0~20	11.0~20	11.0~20	11~20	11~20	11~20
轮胎规格	26.5		28	18.5	24	25	30	<35	<35	<35
油耗 (l/100km)	2.8~2.8	3.0	2.7		4.9	4.9	估8.8	生产	生产	生产
参考价格 (万元)	生产	生产	生产	生产	生产	生产	生产	生产	生产	生产
生产情况	第二汽车制造厂	重庆汽车制造厂	四平汽车改装厂	青岛汽车制造厂 (高原用车)	青岛汽车制造厂	丹东汽车改装厂	上海重型汽车厂, 长头车	生产	生产	生产
制造厂								齐齐哈尔制造厂	生产	生产

注: 参考价格系1984年5月中汽公司价格目录

附录-1-55 (2)

自卸汽车型号及主要技术性能

12~20吨级

技 术 性 能	罗曼QR12	汉阳HY362	SX360	罗曼QR19	大通SH361A	大通SH361G	大通SH361D	CZ362	红岩CQ30
驱动型式	6×4	4×2	6×4	6×4	6×4	6×4	6×4	6×4	6×4
载重	10	10	12	15	15	15	15	15	17
自重	8	9	11.52	10.12	12.92	13.9	12.92	13.5	13
总重	18.5	19	23.78	25.12	27.92	28.9	27.92	28.5	30
车辆容积	7.3	~平9.3,堆11.7	8	10	9	13	9	7	10
发动机型号	D2156HMN8	6130	6130Q	D2156HMN8	东风 6135Q-2a	6135Q-2	6135Q-2	6V130Q	
发动机额定功率 (×0.745kW)	215	210	200	215	220	220	220	240	290
最小转弯半径 (m)	7.8	9	不大于10.5	8.1	10	10	10	8.5	7.6
最大爬坡度 (°)	29	34	23 (13°)	24	29	28	31	35	25
最高车速 (km/h)	71.8	75	70	75.3	75		65	66	74.61
最小离地间隙 (mm)	300	340	300	280	290		290	275	
外形尺寸: 长×宽×高 (mm)	7040×2500×2920	6785×2570×2870	8335×2513×2950	7485×2500×3020	7885×2600×3138	7775×2600×3098	7885×2600×3175	7800×2540×3140	7554×2495×3140
车辆尺寸: 长×宽×高 (mm)	4600×2200×720	4050×2300×1000	5100×2200×700	5000×2200×910	4500	4180×2450×1270	4500	4200×1330	4600
轴距	4060	3800	3875+1350	4405	4500	4500	4500	6000	6239
车辆举升后离地最大高度 (mm)	6030	55	55	6300	6080			45	50
车辆举升、回降时间 (s)	举20, 降15	举16	举20, 降15	举25, 降15	举20, 降22			举20	举23, 降20
知能型式	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸
轮胎规格	11-20	12-20, 18	12-20	12-20	12-20, 16	12-20, 18	12-20, 18	12-20	48
油耗 (l/100km)	30		不大于45	36	39	大于45	大于45	45	24
参考价格 (万元)				10.5	9.2	8.1	8.9		生产
生产情况	生产	生产	生产	生产	生产	生产	生产	生产	生产
制造厂	青岛汽车制配厂	汉阳特种汽车制造厂	陕西汽车制造厂	青岛汽车制配厂	上海重型汽车厂	同左	同左	常州冶金机械	四川汽车制造

注: 罗曼QR12型采用罗尼亚布拉克夫汽车厂生产的215DFK汽车底盘改装, 而罗曼QR19型则采用该厂的R19215DFK汽车底盘改装

自卸汽车型号及主要技术性能

表附-1-55 (3)

技术性能	20吨级			
	工环BJ371	工环BJ373	工环BJ374	工环BJ376
驱动方式	4×2	4×2	4×2	4×2
发动机型号	英GM6V-71N	美卡特皮勒3306TA	美孔明斯NT-855-C	日本PE6T
功率 (×0.745kW)	238	245	250	245
重量 自重 (t)	15.34, 15.2	15.4	15.6	15.24
载重 (t)	20	20	20	20
总重 (t)	35.34 35.20	35.4	35.6	35.24
轴荷分配: (满载) 前轴 (t)	11.7		11.3	11.10
后桥 (t)	23.7		24.3	24.14
轴距 (mm)	3600	3600	3600	3600
车厢尺寸 长×宽×高 (mm)	4840×2589×1270	4840×2589×1270	(一) ×2589×1470	(一) ×2589×1470
外形尺寸 长×宽×高 (mm)	7195×2909×3145	7395×2909×3145	7610×2909×3110	7610×2909×3110
容积 平装 (m³)	10.7	10.7	10.7或13	10.7
堆装 (m³)	13 (任选)	13 (任选)	13.9或16.2	13.9
车厢后倾最大角度 (°)	50	50	50	50
车厢举升后距地高度 (mm)				
最高点 (mm)	6560	6560	6560	6560
最低点 (mm)	830	830	830	830
车厢举升, 回降时间 (s)	举20, 降20	举, 降20	举, 降20	举, 降 20
最高车速 (km/h)	38	40	38, 80 (任选)	41.78
最大爬坡度 (%)	28	>32	29	28
最小转弯半径 (m)	9	9	9	9(外轮)
轮胎规格	14.00-24, 24层	14.00-24, 24层	14.00-24, 24层	14.00-24, 24层
油耗 (L/100km)	65~78	72	~72	70.8~108
参考价格 (万元)	17.5	17.8	19.5	19.5
制造厂	北京工程自卸车厂	同左	同左	同左

注: 汽车价格为1986年中汽公司的价格

自卸汽车型号及主要技术性能

表附-1-55 (4)

技术性能	27~36吨级			45~60吨级		
	RDO30	WABCO-35D	TELEX-33-07	RD150	TELEX-33-09	LN392
驱动方式	4×2	4×2	4×2	4×2	4×2	4×2
发动机: 型号	NTA-855C	孔明斯KT-19-C	KTA-1150	KTA-1150C	VTA-1710C	VTA-1710C
功率 (×0.745kW)	310	450	525	600	675	700
重量: 自重 (t)	21.094	27.757	32.5	39.919	42.75	44.50
载重 (t)	27.218	31.77	36.3	45.36	49.9	88
总重 (t)	48.31	59.538	68.8	85.279	92.65	112.50
轴荷分配 满载						
前轴 (t)	15.374	20.303	22.9	26.828		37.665
后桥 (t)	32.936	39.235	45.9	58.451		74.835
外形尺寸 (mm)						
全长×全宽×全高	7480×3982×3486	8010×3780×4250	8410×4140×3940	9144×4483×3962	9647×4510×4524	9600×4850×4394
轴距 (mm)	3353	3300	3960	4267	4267	4060

续表

技术性能	27~36吨级			45~68吨级		
	RDO30	WABCO-35D	TELEX-33-07	RD150	TELEX-33-09	LN392
车厢尺寸 (mm)						
长×宽×高	4572×3226×	5110×3350×	5160×3530×	5900×3810×	—	—
容积 (m³)						
平装	13.2	16.8	19.6	23	25.7	33.64
堆装	17.3	2:1堆 22.2	2:1堆 24.4	30.6	33.7	3:1堆 40.53
车厢后倾最大角度 (°)	70	55	58	70	58	49
车厢举升后距地高度 (mm)						
最高点	7010	7630	7540	8331	8130	8690
最低点	292	457	610	448		
车厢举升回降时间 (s)	举12, 降8	举18, 降9	举13.1, 降9	举16, 降9	举14, 降9	举26, 降36
最高车速 (km/h)	50.2	66.77	65.8	62.7	57.6	70
最大爬坡度 (%)	42	>30	>12	34	>12	25
最小转弯半径 (m)	9.4	7.45	8.75	9.87	9.4	10.5
轮胎规格	18.00-25-28E3	18.00-33F3	21.00-35-E3	21.00-35-40	24.00-35-36F3	24.00-35, 42
油耗 (kg/100km)	10.75	10.52	10.58	8.8		8.91
参考价格 (万元)	43	55	64	约72	约89	102
制造厂	北京工程自卸车厂	上海重型汽车厂	内蒙第二机械制造厂	北京工程自卸车厂	内蒙第二机械制造总厂	本溪重型汽车制造厂
制造方式	组装	组装	组装	组装	组装	
试验地点	首钢大石河铁矿	吉山铁矿	大冶铁矿	首钢大石河铁矿		霍林河矿区
使用单位	铁道部第一工程局	云浮铁矿	白银有色公司			霍林河、伊敏河煤矿
国外公司	美国阿维林、巴福特公司	美国伟步克公司	美国特雷克斯公司	美国阿维林、巴福特公司	美国特雷克斯公司	

注：以上参考价格均为1986年价

自卸车型号及主要技术性能

表附-1-55 (5)

技 术 性 能	100~154吨级			
	SF3102	LN3101	120D	MK-36
驱动方式	4×2	4×2	4×2	4×2
发动机、型号	KTA-2300-C	KTA-2300-C	KTA-2300-C	KTA-3067-C
功率 (×0.745kW)	1200	1200	1200	1600
重量、自重 (t)	85	90	83.65	88.372
载重 (t)	100	108	108	154.20
总重 (t)	185	198	191.65	242.595
轴荷分配 满载				
前轴 (t)		66		80.784
后桥 (t)		132		161.811
外形尺寸:				
全长×全宽×全高 (mm)	10882×5840×5084	11050×6300×4900	11380×6270×5790	11810×7030×5744
轴距 (mm)	5100	5130	5130	5330
车厢尺寸 (mm)				
长×宽×高 (mm)	6560×5248×2260		7570×5510×1981	
容积 (m³)				
平装	50	47	41	70.3
堆装	2:1堆 67	60	2:1堆 63	2:1堆 96.3
车厢后倾最大角度 (°)	45	45	45	50
车厢举升后距地高度 (mm)				
最高点	10380	10350	10820	10460
最低点	1244	1020	1170	690
车厢举升回降时间 (s)	举升不大于20	举升21		举24, 降12
最高车速 (km/h)	45	40	57.6	53.2
最大爬坡度 (%)	17.5	20		12
最小转弯半径 (m)	约12	12.5	12.35	12.8
轮胎规格	80.00-51E-4	30.00-51 岩石型	30.00-51, 48PR	36.00-51E4, 50PR
油耗 (kg/100t·km)		8.96	9.65	
参考价格	170	200		286
制造厂	湘潭电机厂	本溪重型汽车制造厂	苏州冶金机械厂	常州冶金机械厂
制造方式	自制	自制	技贸结合	补偿贸易
试验地点	本钢南芬铁矿	同左	同左	同左
使用单位	南芬铁矿	同左	同左	同左
国外公司			美国伟步克公司合作	美国尤尼特·瑞格设备公司合作

注: 参考价格为1986年价

附录-1-56 (2)

美国生产的一些矿用汽车的主要技术性能

技 术 性 能	UNIT-RIG公司				TEREX公司		FUCILID公司		CATERPILLAR公司
	M100	M120	MARK36	M200	33-15B	33-19	R-170	R105	777
载重量 ($\times 0.9t$)	100	120	170	200	170	350	170	105	85
(t)	91	109	154	181	154	317	154	95	77
空车重 (t)			82.37		106.0		101.0	62.1	58
发动机功率($\times 0.745kW$)	900~1200	900~1200	1600	2475	1600		1600	912	870
车斗容积 (m^3)			75		53.5		71.0	45.9	36.3
平装时			85	100	72.2		97.9		51.3
满装时	58	60	同左	同左	方型		纵向V型		同左
车斗形式	纵向V型	同左							
外形尺寸 (m)									
长度			11.87		12.75		11.88	10.43	9.78
宽度			5.81		6.27		6.35	5.48	4.88
高度			5.74		5.68		5.69	4.97	4.90
最小离地间隙 (mm)			860				5.63	838	4.57
轴距 (m)			5.33				11.15		9.36
卸车最大高度 (m)			10.46		11.74		12.5	9.6	13.5
最小转弯半径 (m)	10	10	12.5	16.5	12.5		36.00-51	24.00-49-36	24.00-49
轮胎规格	27.00-49	27.00-49	36.00-51	40.00-57	40.00-51-50		-50		
最大车速 (km/h)									
车斗后倾最大角度 (°)			50				58	54.7	

续附-1-57

苏联生产的一些矿用汽车的主要技术性能

技 术 性 能	贝 拉 斯 250B	贝 拉 斯 540	贝 拉 斯 548	贝 拉 斯 549	贝 拉 斯 549B
驱动型式	6×4	4×2	4×2	4×2	6×4
载 重 (t)	12	27	40	75	110
自重 (t)	11.4	20.9	26	48	59
总 重 (t)	22.6	48.0	66	123	169
车厢容积 (m³)	6	15.3	15.3		
发动机型号	亚姆斯238	贝拉斯540	贝拉斯540A		
功 率 (×0.745kW)	216	360	520	830	850
最小转弯半径 (m)	10.5	8.5	9.0	9.0	11.5
最大爬坡度 (°)	18				65
最高车速 (km/h)	65	65	57	62	
最小离地间隙 (mm)	290	475	475	725	
外形尺寸: 全长 (mm)	8100	7250	6170	9500	13950
全宽 (mm)	2640	3480	3700	4900	4700
全高 (mm)	2792	3580	3760	4400	4300
前轮距 (mm)	1950	2800	2800	3860	
后轮距 (mm)	1920	2400	2537	3400	
车辆后倾最大角度 (°)	60	55	25		
车厢后倾最大角度 (°)	20	25			
装卸斗举升时间 (s)	30				
装卸斗放下时间 (s)					
轮胎规格	12.00-20	18.00-25	20.00-33	20.00-33	20.00-33

附录-1-58

法国、意大利等国一些矿用汽车的技术性能

技术性能	法 国		意 大 利		捷 克			日 本	
	贝利埃 GLM10m'	贝利埃 GLM15m'	佩利尼 T20-202	佩利尼 T20-203	太脱拉 138S ₁	太脱拉 138S ₂	太脱拉 148SIM	五十铃TD 50A-D	小 松 HD1200
驱动型式	6×4	4×2	4×2	4×2	6×6	6×4	6×6	4×2	4×2
载重	14.4	16.9(带车箱)	20	20	12.2	12	15.3	8	120
自重	11.6	8.1 (不带车箱)	14.3	14.9	9.6	10.5	10.7	6.5	85.8
总重	26.0	25.0	34.3	34.9	21.8	22.5	26.0	14.5	205.8
车箱容量	10				5.2	5.4	9.0		46/70
发动机、型号	M630Z3	M640A	GM6V-7/ 7067-7040	同左	太脱拉928	同左	T2-928-1	五十铃 DH100	KTA-2300
功率	180	240	238	238	180	180	212	195	1200
最小转弯半径	9.5	8	9.9	8.5	7.5	7.5	10.5	8	10.3
最大爬坡度			28	27.2	42.5(满载)	47.4(满载)	40	27	
最高车速	63	66.6	40	52	71	71	71	75	57.5
最小离地间隙	250	340	370	370	240	290	290	280	715
外形尺寸(mm): 全长	8395		7100	7100	7140	7425	7165	6945	10885
全宽	2500		2915	2910	2438	2438	2500	2450	6550
全高	2708		3090	3120	2585	2570	2645	2640	5170
车箱尺寸(mm): 长	5200(内部)				3500(内部)	3920(内部)	3800(内部)	3800(内部)	7625(内部)
宽	2300(内部)				2120(内部)	2280(内部)	2200(内部)	2200(内部)	5800
高	870(内部)				750(内部)	800(内部)	630(内部)	630(内部)	1725(内部)
轴距	2025	2025	2320	2350	1930	1930	1966	1844	4965
后轮距	1870	1808	2050		1764	1764	1770	1820	4020
车箱举升后离地最小间隙									1730
车箱举升后离地最大高度									10615
车箱后倾最大角度	45	50	50	50	70	50	68		47.5
车箱举升时间	20		20	15~20			15		18
轮胎规格	11.00-20	12.00-24	14.00-24	14.00-24	10.00-24	10.00-20		10.00-20	30.00-51

附录 1.3.10 压路机

變附-1-60

[illegible]

表附-1-62

两轮静压式压路机型号及主要技术性能

技术性能	型 号			
	2Y6-8, 2Y8-10	2Y6-8A, 2Y8-10A	2Y6-8A, 2Y8-10A	2Y8-10
发动机型号	495	485A	2135K-1	2135K-1
发动机功率 ($\times 0.745\text{kW}$) (HP)	50	50	40	40
机重 不加载/加载 (t)	8/10	8/10	8/10	8/10
压轮直径 前轮/后轮 (mm)	1060/1320	1020/1320	1000/1250	1020/1320
压轮宽度 前轮/后轮 (mm)	1400	1270	1250	1270 (1560南昌)
单位线压力, (N/cm)				
转向轮加载		385		315
不加载		254		252
驱动轮加载		472	520	472
不加载		378		378
外形尺寸, 全长 (mm)	4237	4320	4608	4480 (4630南昌)
全宽 (mm)	1630	1560	1540	1624 (1680南昌)
全高 (mm)	2600	2440	2515	2655 (2460南昌)
离地间隙 (mm)	280	285		260
轴距 (mm)	2800	3150	3200	3200 (3300)
转弯半径 (mm)	5960	6200	6000	6500
爬坡能力	1:5	1:5	1:5	1:5
运行速度 (km/h)	2~7	2.8~5.6	1.8~7.2	1.9~4
参考价格 (万元)	2.1	2.88	2.2	1.9
制造厂	上海工程机械厂	洛阳建筑机械厂	徐州工程机械厂	西安筑路机械厂, 南昌通用机械厂
备 注	83年价	不带驾驶室 85年价	83年价	83年价

附1.3.11 平地机

平地机型号及技术参数

表附-1-63

技 术 性 能	型 号	
	PY160 A	ASGO21
电动机型号	8135K-10	
电动机额定功率 ($\times 0.746 \text{ kW}$)	180	228
机 重 (t)	14.7	21.416
行驶速度: 前进 (km/h)	4.3~35.1	3.2~43.1
后退 (km/h)	4.4~15.1	
最小半径 (m)	7.8	12~19
轴 距 (m)	6	6
外形尺寸, 全长 (mm)	~8146	8572
全宽 (mm)	2575	2727
全高 (mm)	~3258	3645
最大牵引力 (铲刀拉力) (kN)	78	160.17
爬坡能力 (°)	20	
轮胎规格	14.00-24, 24层	
铲刀长度 (mm)	3705	4257
铲刀最大倾斜角度 (°)	90	
铲土角 (°)	30~65	28.5
耙子疏松宽度 (mm)	1240	
参考价格 (万元)	13.5	
制 造 厂	天津工程机械厂	温州冶金机械厂
备 注	(液压自行式) 88年价	(全轮驱动和全轮转向)

附1.3.12 起重 机

履带起重机型号及主要技术参数

表附-1-64 (1)

技 术 性 能	型 号		
	WD-400	WD250A/W250A	
起重臂长度 (m)	18~45	15	30
最大起重吨 (t)	75	50	20
最大起重时的幅度 (m)	7	4.5	8
额定起重范围 (t)	10~75	8~50	4~20
额定起重时幅度范围 (m)	7~30	15.5~4.5	22.5~8
起重臂仰角范围 (°)	30~78		
提升速度 (m/s)	1.285	0.202	0.333
回转速度 (r/min)	0~1.5	0.97	0.97
起行速度 (km/h)	0.45	0.36	0.36
爬坡能力 (°)	12	17	17
接地平均比压 (MPa)	0.17~0.2	0.125	0.125
机器全装备重量 (t)	180	75.7	77.5
配重 (死配重+活配重) (t)	33+3		
最大提升高度 (m)		12	26
参考价格 (万元)	75	电动28.5	柴油31
功 率 (kW)	250		176.5
制 造 厂	抚顺挖掘机厂	杭州重型机械厂	

表附-7-84 (2)

汽车起重机型号及主要技术性能

号

型

技术性能	QY5A	QY 8	QY10	QY12	QY16A	QY 20	QY 40	QY 75	QY125
驱动型式	4×2	4×2	4×2	4×2	6×6	6×4	8×4	12×6	12×6
起重量(t)	5, 3.6	8, 4.5	10, 4.7	12, 2	16, 6	20, 2	40, 3	75	125
起升高度(m)	6.7, 11.5	7.12, 11.75	8.2, 13.4	9.2, 23.1	7.9, 19.8	10.05, 30.12	11.15, 40	3	3
幅度(m)	3, 3	3, 3.5	3.2, 5.1	3.2, 6.04	3.5, 5.0	3, 9	3.5, 8	13	14
起重臂长度(m)	6.5, 10.6	7, 11.4	7.5, 13	9.15, 19.15+7	8.2, 20	10, 24.4+7	12, 30+10	29.8~69	45(单索)
工作速度, 起升(m/min)	10	主9.8~12 付39.2~48	60	12.5	7~21	9.38~19.76	0~128	1.5	1.5
回转(r/min)	2.6	2.99	3	3.8	2.5	2.18	1.5	1.6	130/
伸臂缩臂时间, 伸/缩(s)	29/12	18/7	50/24	60/30	36/20	91.7	84/50	148/41	50
行驶速度(km/h)	50	60	71	71	73	60.5	65	50	13
最大爬坡度(%)	20	28	27	27	20°	12	15	12	12
最小转弯半径(m)	8.6	不大于8	8.25	8.75	10.5	10	12.5	15.3	7270×8000
支腿距离(纵距×横距)(mm)	2600×3314	3320×4000	3600×2970	3500×4200	4480×4500	4800×5200	5175×6100	6300×7000	282
发动机功率(kW)	81	99	118	118	162	147	202	235	2540
轮距, 前轮(mm)	1700	1810	1927	1927	2060	2020	2080	2212	2189
后轮(中、后桥)(mm)	1740	1800	1744	1744	2060	1820	1795	1980	6400
轴距(mm)	4000	4000	4000	4250	4200+1350	3925+1350	1450+3800+1400	4900	16750
外形尺寸, 长(带吊臂)(mm)	8080	8330	9650	10650	10900	12030	13700	15925	13675
长(无吊臂)(mm)	2280	2400	2450	2600	2480	2500	2500	12500	2990
宽(mm)	2894	3100	3200	3050	3470	3500	3400	4000	4000
高(mm)	液 压	液 压	液 压	液 压	液 压	液 压	液 压	72.5	89.825
传动型式	8.1	9.2	14	14.4	21.5	23.5	40	950000	1500000
总重(t)	55000	80000	110000	140000	210000	250000	500000	生产	同左
参考价格(元)	生产	生产	生产	生产	生产	生产	生产	同左	
生产情况	北京工程机械工业公司	长江起重机械厂	北京工程机械工业公司	潜沅工程机械厂	长江起重机械厂	生产	生产	同左	
制造厂	北京工程机械工业公司	长江起重机械厂	北京工程机械工业公司	潜沅工程机械厂	长江起重机械厂	生产	生产	同左	

附录1-64 (3)

轮胎起重机型号及主要技术性能

技术性能	号			
	DLQ-8	QLD16	QLY16B	QLY25
驱动型式		4×2	4×4	4×4
起重量(t)	8, 5	16, 8	16, 8.65	25, 6
起升高度(m)	8.2, 14.02	10.6, 22.4	8.1, 19.6	9.67, 26
幅度(m)	3.03, 4.58	4, 5.5	3.75, 5.5	3, 5.5
起重臂长度(m)	9, 15	12, 24	8, 19	8.3, 24.8
工作速度, 起升(m/min)	30(双索), 20(三索)	70(单索)	13.4	12
回转(m/min)	2	3	2	2
伸臂时间, (伸/缩)(s)		40/40	71/26	50/30
行驶速度(无负荷时)(km/h)		18	28	34
最大爬坡度(°)		7	25	30
最小转弯半径(m)	8.5	7.5	9	6
支腿距离(纵距×横距)(mm)	4000×4000	4910×4600	5040×4500	5888×5000
发动机功率(kW)	21	59	118	118
轮距, 前轮(mm)	2140	2295	2400	2150
后轮(中、后桥)(mm)	2140	2378	2400	2150
轴距(mm)	4000	2800	2950	3500
外形尺寸, 长(带吊臂)(mm)			10278	10345
长(无吊臂)(mm)			6735	6800
宽(mm)	2940	2990	2934	2600
高(mm)	3850	3351	3450	3400
传动型式	电力	电力	液力	液力机械
总重(t)	16	20	21.39	26.5
参考价格(元)	64000	140000	200000	270000
生产情况	生产	生产	生产	生产
制造厂	上海港务局机械制造有限公司	北京工程机械工业公司	哈尔滨工程机械制造厂	同左
				北京工程机械工业公司

附1.3.13 排土机

排土机型号及主要技术性能

表附-1-65

技 术 性 能	型 号
	PS-2000
走行方式	履带式
理论排土能力(松方) (m ³ /h)	2000
排土臂回转半径 (m)	40
受料臂长度(回转中心至支撑中心距离) (m)	16±1
上排阶段正常高度 (m)	10
下排阶段正常高度 (m)	>15
上、下排幅带宽度 (m)	20
胶带输送机胶带宽度 (mm)	1200
胶带输送机胶带速度 (m/s)	4
排土机非工作状态平均对地比压 (×0.1MPa)	0.78
电流电压 (V)	6000
电机装机容量 (kW)	320
整机重量 (t)	210.85
外形尺寸: 长 (mm)	63200
宽 (mm)	10220
高 (mm)	15308
履带中心距 (mm)	6400
履带板宽度 (mm)	2000
履带接地长度 (mm)	6610
爬坡角度	走向工作时1:33调车时1:20
离地间隙 (mm)	375
排料粒度 (mm)	<300
制 造 厂	大连重型机器厂
备 注	云南小龙潭煤矿使用

联邦德国生产的一些排土机型号及主要技术性能

表附-1-66

技 术 性 能	克 房 伯 公 司			德马克-劳赫 哈默尔公司
	ARS 2500 52×90 ×37	ARS 2200 64×90 ×35	ARS 2400 52×100 ×37	ARS 3200 80×100 ×41.5
设备生产能力 (m ³ /h)	6200	5700		12500
(万m ³ /d)	10	10	11	24
设备高度 (m)	38	54		55.9
设备长度 (m)	约160	约165		约183
受料悬臂长度 (m)	45	64	52	约 80
卸料悬臂长度 (m)	90	90	100	100
皮带机台数 (台)	4	2	5	3
皮带宽度 (mm)	2200~2500	2200	2000~2400	3000~3200
皮带速度 (m/s)	3.9~5.5	5.4	4.2~5.8	7.87~5.2
行走速度 (m/min)	3.4~7.6	3~6		约9.1
最小曲线半径 (m)	100	50		约100
运转时允许的坡度				

续表

技 术 性 能	克 劳 伯 公 司			德马克-劳赫 哈默尔公司
	ARS $\frac{2500}{52 \times 90} \times 37$	ARS $\frac{2200}{64 \times 90} \times 35$	ARS $\frac{2400}{52 \times 100} \times 37$	ARS $\frac{3200}{80 \times 100} \times 41.5$
横 向	1:40	1:25		1:25.4
纵 向	1:40	1:25		1:25.4
总 坡 度	1:28.3	1:17.7		1:18
服务重量 (t)	2390	2645	2360	约5000
平均对地压力 ($\times 0.1\text{MPa}$)	0.7	1.43	1.2	1.84
总功率 (kW)	3246	2674	3490	8834
排土带宽度 (m)	约100	约100		约 100
排土高度 (m)	约30	约35	37.5	41.5
排土深度 (m)	—	15		20
制造年份 (年)	1955	1964	1958	1977
使用露天矿	联邦德国弗尔图纳 褐煤矿4500万t/a 剥离9250万m ³ /a	同 左	同左	同 左

附 1.4 水 采 设 备

水枪型号及主要技术性能

表附-1-67

技 术 性 能	单 位	型 号			
		SQ-80	SQ 150	SQ-250	平桂-3
进水口直径	mm	80	150	250	150
喷嘴直径	mm	25, 30, 35	44, 50	45, 50, 55, 60, 65, 70, 75, 80	50, 40
枪筒长度	mm	1481, 1458, 1434	2228, 2202	2290	1454
水平转角	(°)	360	360	360	360
上仰角度	(°)	30	30	30	29
下俯角度	(°)	30	30	30	29
进口压力	MPa	0.7	1.2	1.2	
出口压力	MPa		1.0	1.0	1.0
试验压力	MPa	1.0	1.8		
最大有效射程	m	6	10	12	
外形尺寸	mm	2081×363×1088	2807×398×1297	5100×500×1790	2228×350×1898
总 重	kg	59	160	341	80
移动方法			人工搬运	同 左	同 左
参考价格	元	600	1600	3000	
生产厂家		云南重型机械厂	同 左	同 左	平桂矿务局机修厂 有图

国内外链斗式采砂船型号及

技术性能	符 号	中 国								
		桦南	黑河	黑河	桦南	长春院	琿春	长春院	长春院	引 进
				150-I	150-II(I)	200 A		300 A	300 B	荷兰 300
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
斗容(L)	q	50	100	150	150	200	250	300	300	300
最大水下挖深(m)	H ₁	6.6	7.5	9.6	12	15.0	12	16	21	11
最大水上挖高(m)	H ₂	1.0	1.5	1.0	1.0	2.0	3.5	3.5	1.5	2.0
最大总挖深(m)	H	7.6	9.0	10.6	13.0	17.0	15.5	19.5	22.5	13.0
斗链斗数(个)	n ₁	84	72~73	82	86(82)	95	82~84	89	115	74
卸斗速度(个/min)	n	39	30	32	32	0~32	0~35	0~32	0~32	0~40
斗链速度(m/s)	u ₁	0.325	0.308	0.384	0.384	0~0.435	0~0.555	0~0.48	0~0.48	0~0.6
横移速度(m/s)	u ₂	0.067	0.163	0.125	0.125	0~0.31	0.14~0.15	0.15	0~0.3	首0.183 尾0.167~0.2
最大(最小)斗架倾角(°)	a	45(15)	45(15)	45(15)	45(8)	45(18)	45(15)	47(15)	45(15.5)	50()
斗架长(m)	A	18.3	19.85	27.6	32(29)	35.0	31.2	36	47.1	27.4
斗架宽(m)	P ₁					1.6			2.0	
下液筒挖泥半径(m)	r	1.19	1.19	1.54	1.54	1.60	1.7	1.9	1.9	1.8
斗边缘到下液筒轴承端盖 距离(m)	y	0.36	0.4	0.65	0.65	0.8	0.6	0.85	0.7	
斗宽(m)	u	0.676	0.90	1.03	1.03	1.1	1.2	1.3	1.34	
斗高(m)	h ₀									
斗节距(m)	Y	0.5	0.615	0.72	0.74	0.815	0.952	0.90	0.90	0.90
上液筒中心至甲板之距 (m)	F	6.00	7.30	8.00	8.00	10.3	10.8	11.5	13.3	13.5
上液筒中心至艏之水平距 (m)	E	11.80	12.47	17.6	17.6	18.5	19.2	19.5	24	17.2
平底船长(m)	C	22.30	27.00	35.2	37.2(35.2)	39	42.8	44.4	47	39
平底船宽(m)	D	10.7	13.4	15.4	15.4	16.5	20.0	20.0	21	18
干舷高(m)	K	0.7	0.5	0.6	0.6	0.86	0.7	0.9	0.9	0.9
吃水深(m)	φ	1.1	1.3	1.8	1.8	2.04	2.0	2.3	2.50	2.5
船宽(m)	P	4.8	6.76	7.4	7.4	9.0	9.0	10	14	10.8
切口长度(m)	x	10.7	11.0	17.6	17.6	15.95	16.8	19.2	22.0	
切口宽度(m)	b ₁	1.2	1.16	1.4	1.6	2.0	2.0	2.0	2.6	2.0
舷斜面沿船长方向长(m)	W	5.85	5.8	8.8	8.5	8.0	9.4	10.8	6.95	3.6
舷斜面沿船宽方向长(m)	Y	2.9	3.32	4.0	4.0	3.75	5.5	3.6	3.5	3.6
艏至艏端滑轮中心之水平 距(m)	N								9.0	8.2
艏端滑轮半径(m)	r _p	0.15	0.15	0.21	0.21	0.30	0.34	0.3	0.25	
艏端滑轮中心至艏端之距 (m)	L _p	1.5	2.8	0.28	0.28	0.50	0.41	0.7	1	
首横移钢绳出绳点至艏之 距(m)	P ₁	1.65	2.95	0.49	0.49	0.80	0.74	1.0	1.25	
艏到柱柱中心连线之距 (m)	G	0.60	0.77	0.90	0.90	1.05	1.01	1.11	1.25	—
柱柱中心距(m)	M	1.8	3.2	4.2	4.2	5.2	5.2	5.2	6	—
柱柱长(m)	h ₁					19		19.5	21.5	—
柱尖长(m)	h ₂					1.9			2	—
柱柱最大水下长度(m)	h ₃					10.5		10.0	13.7	—
艏底斜面沿船长方向长 (m)	w ₁	1.0	0	0	0	2.75	0	2.5	3.0	2.0

主要技术性能

表附-1-88

苏					联					
МД-2π	80Д	ИЗТМ	150Д	ИЗТМ	250Д	250ДШ	250ДУ	ОМ-431	ОМ-417	600Д
		-150		-210						
12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
50	80	150	150	210	250	250	250	380	400	600
6	9.3	11	12	9	12	12	50	30	17	50
1	1	1.5	2	2	3.5	3.5	3	4	2	10
7	10.3	12.5	14	11	15.5	15.5	53	34	19	60
33(同斗)	72	72	77	80	85	85	88(同斗)	120	88	169
8~15	14~32	22	21~30	0~30	0~35	0~35	0~30	22	18~28	18~22
	0.126~ 0.288		0.249~ 0.358		0~0.487		0~0.525	0.381	0.312~ 0.485	0.345~ 0.422
			0.12		0.15		0.15	0.12	0.12	
	45(17.5)		48(17)		45(15)		45(15)	45(8.6)	45(15)	45(5.5)
	17.0	23.5	23.7		31.7	31.6	81.5	58	41	92
	0.650		1.000		1.070		1.100	1.290	1.325	1.680
	1.1	1.5	1.4		1.7	1.7	1.8	2.1	2.1	2.4
	0.2		0.6		0.6		0.8	0.85	0.88	0.95
			0.86		1.2		1.2	1.3	1.3	1.6
	0.650		0.872		1.057		0.900	1.230	1.265	1.440
	0.540		0.712		0.835		1.050	1.040	1.040	1.150
	6.5	8	9.4		10.8	10.8	11.2	12.1	13	16
	9.6	16.0	14.4		19.2	19.2	21	33.6	24	67.2
16	24	32.5	36	40.4	42.8	42.8	46.8	62	52.8	112.8
8.6	12	15.4	17	18.2	18.2	18.2	19	24	24	32.6
0.5	0.5	0.7	0.8	1.0	0.9	0.9	0.8	1.0	0.9	1.3
0.9	1.7	1.7	1.8	2.0	2.1	2.1	2.5	2.5	2.5	3.7
	6.3		9.4		9		10.5	16.1	14	12.6
	4.8	2.3	6.8		9.4		8.7	7.5	9.7	21.8
	2.85		3.8		4.6		4.25	3.95	5.0	10.0
	0.25		0.25		0.3		0.3	0.4	0.5	0.5
	0.3		0.35		0.7		0.6	0.9	0.9	1.6
	0.55		0.60		1.0		0.9	1.3	1.4	2.1
	0.7	0.84	0.96		0.95		1.4	1.23	1.5	1.75
	3.2	4.15	4.5		5.2	5.2	5.2	5.7	6.0	8.0
			15		18.3	18.3	21.5	26	23	28
	12		1		1.7		2.4	3.05	3.05	3.2
	1		7		9.4	9.4	9	12.4	9	10.9
	5		2				3.4	4	4.8	4.8

续表

技 术 性 能	符 号	中 国								
		锦南	黑河	黑河	锦南	长春院	珲春	长春院	长春院	引 进
				150-I	150-II(Ⅱ)	200A		300A	300B	荷兰300
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
下滚筒中心到固定横移绳耳环距离(m)	f	1.75	1.37	1.5	1.5	2.0	1.9	2.2	1.6	
刮到尾砂溜槽末端距(m)	j	12	12	19	20	12(9)	14	5.0	12	尾9.00 砾10.00
尾砂溜槽倾角(°)	θ	5	5	4	4		5		5	尾3.6 砾18.4
尾砂溜槽端部至水面距离(m)	x ₀	0.4	0.5	0.6	1.0		1.0			
尾砂溜槽间距(m)	D _W	7.30	12.86	11.60	10.80	15.0	10.80	13.0	18	
砾石皮带首尾轮中心距(m)	T	20.0	24.7	30.0	35.6	33.8	38.6	42.2	40	22.00①
砾石皮带最大倾角(°)	φ	18	18	18	18	18	18	18	18	
皮带机首轮中心至机架下缘距离(m)	j	0.50	0.50	0.58	0.58		1.0	1.0	1.0	—
皮带机尾轴中心至甲板距离(m)	g	1.23	0.25	0.8	0.8	0.3	0.3	0.3	2.0	—
皮带机尾轮中心至机距(m)	d	1.62	4.3	2.95	3.5	3.3	4.4		1.3	—
圆筒筛直径(m)	φ ₀					2.2	2.7	2.8	2.8	2.8
圆筒筛有孔段长(m)	l ₀					11	11.45	12.45	12.5	12
选矿设备②	—	I	I	I	I	I	Ⅱ	Ⅲ	Ⅳ	Ⅴ
排尾设备或形式③	—	(1)	(1)	(1)	(1)	(1)	(1)	(2)	(1)	(3)
移步方式	—	桩柱	桩柱	桩柱	桩柱	混合	混合	混合	混合	箱端
设计生产能力(m³/h)	Q _时	50	90	180	180	220	320	350	318	405
装机容量(kW)	Q ₀	120	400	620	620	1373	1080	7161	2285	
同时工作容量(kW)	Q ₁		230	354	354	670	700	846	1461	
安装吨位(t)	G ₀	138	420	615	615	1029	1450	1560	1760	
工作状态排水量(t)	G ₁	158	470	765	765	1152	1790	1782	2215	
外形长(m)	L ₀					93		94	115	
外形宽(m)	B ₀					21.5		26	24	
外形高(水面以上)(m)	H ₀					29.7		21.6	22.4	

①—尾矿管伸出船舷长度。

②—I—固定溜槽；Ⅱ—自卸胶带溜槽，跳汰机；Ⅲ—固定溜槽，跳汰机；Ⅳ—三股跳汰；Ⅴ—金属自卸溜槽面的双层溜槽，跳汰机。

③—I—尾砂溜槽，砾石皮带，混合排尾，砾石溜槽，尾矿泵。

续表

苏					联					
МД-2к	80 Д	ИЗТМ	150 Д	ИЗТМ	250 Д	250 ДШ	250 ДУ	ОМ-431	ОМ-417	600 Д
		-150		-210						
12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
	0.9		1.8		2.2		1.2	2.7	3.5	3.05
	6	10.1	6.7		10	10.0	8.8	11.5	17	15
	11.3	13.4	15.9		17.4	17.1	17.2	22.6	22	30.8
	21.2	29.5	36		33.2	33.5	32.3	64.8	51	90
	18		18		16		16	18	18	18
	0.6	0.58	0.8		1.3	1.0	1.3	0.8	1.4	1.5
	1	0.87	1.7		1.6	0.56	2.1	1.65	3.6	2.1
	2.9	3.9	3		4.4	5.55	3.6	4.8	4.8	3
1.0	1.6	1.76	1.8	1.63	2.7	2.4	2.4	2.7	2.7	3.2
4.5	6.9	6.6	8.24	8.34	11.45	11.45	14.5	15.35	13.44	15.26
I	V	II	I	II	II	II	II	V	II	II
钢丝绳	混合	混合	混合	混合	混合	混合	混合	混合	混合	混合
30	100	100	180	250	320	320	350	400	450	400
44	392	434	600	910	1082	1003	1200	2100	2227	7300
109	396	658	912	1200	1855	1373	1800	3552	2594	10331
127	420	756	990	1300	1450	1460	1900	3680	2864	10854
33.3	50.2	71	74.6	82	88.5	92	91	116.2	321.8	260
9.3	16.7	21	24.5	25.5	26.0	26	27	39	32.6	50
9.5	17.0	23	21.6	26.4	25.7	25.7	26.5	35.9	38.7	53.7

槽, II—固定溜槽, 金属自卸溜槽, 带活动橡胶衬面, III—带活动橡胶衬面的金属自卸溜槽, 跳汰机, IV—带活动橡胶

表附-1-69

砂泵型号及主要技术性能

技术性能	型 号					
	4 PS	4 PS	6 PS	5 PS	6 PS	6/4D-AH
流量 (m³/h)	30, 120, 140, 160	90, 120, 180	180, 240, 280, 320, 360, 440, 500	280, 320, 360, 440, 500	79.2~288	118.8~720
扬程 (m)	25, 24, 21	33, 37, 38.5, 35.5	36, 35, 33, 31	29, 28, 26.5, 25	35~12.5	58~10
吸入口径 (mm)	150	150	200	200	250	150
排出口径 (mm)	100	100	125	125	150	150
转速 (r/min)	1470	1480	1480	980	980	500~1100
重量 (kg)	610	610	980	980	1460	同左
配用电机型号	Y200L-4	Y250M-4	Y280S-4	Y280M-6	JS117-6	按订户需要选定
功率 (kW)	30	55	75	55	115	—
电压 (V)	380	380	380	380	380	—
转速 (r/min)	1470	1480	1480	980	980	—
重量 (kg)	2982	3754	6175	5866	6000	8100 (不包括电机)
参考价格 (元)	①	①②	①②	①②	②	①
制造厂家						

注: 1. 厂家代号: ①—石家庄水泵厂, ②—自贡工业水泵厂。
 2. PS型砂泵为老型设备, 矿山亦普遍采用, AH型为引进技术的国产设备。

附1.5 石材开采设备

HDM025型多用钻机主要技术性能

表附-1-70

项 目	指 标	备 注
旋转电机功率 (kW)	5.5	
油泵电机功率 (kW)	0.75	
行 程 (m)	1	
油箱容量 (kg)	25	
钻机重量 (kg)	330	
油泵重量 (kg)	70	
钻 $\phi 90\text{mm}$ 时的速度 (m/h)	6	
钻 $\phi 205\text{mm}$ 时的速度 (m/h)	1.4	
钻 $\phi 205\text{mm}$ 时耗水量 (kg/h)	1200	
制 造 厂	意大利奔耐特机械公司	参考价: 5379美元1985年7月

MPH220/320多用机主要技术性能

表附-1-71

项 目	指 标	备 注
旋转电机功率 (kW)	7.35	不包括旋转电机、油泵、配件
油泵电机功率 (kW)	0.74	
沿圆柱滑动行程 (m)	1	
钻机重量 (kg)	240	
钻机总重 (kg)	320	
制 造 厂	意大利贝尔格里尼机械公司	
参考价格	4,730美元 (1985年7月报价)	

HCM015型导向切割立柱主要技术性能

表附-1-72

项 目	指 标	备 注
液压泵电机功率 (kW)	0.75	
油箱容量 (L)	25	
切割立柱重量 (kg)	110	
油泵重量 (kg)	70	
配合切割孔直径 (mm)	90, 205	
接杆直径 (mm)	60, 80	
制 造 厂	意大利贝泰带机械公司	

UTA300型导向切割立柱主要技术性能

表附-1-73

项 目	指 标
行 程 (m)	1.0
最大旋转直径 (mm)	300
最小进给速度 (cm/h)	3.0
最大进给速度 (cm/h)	27
电动机功率 (kW)	0.55
耗气量 (m ³ /min)	0.5
设备重量 (kg)	110
制 造 厂	意大利贝尔格里民公司
参考价格	2836美元 (1982年11月报价)

FLUOSPAK 186型液压劈裂机主要技术规格

表附-1-74

项 目 名 称		技 术 数 据	备 注
液 压 泵	186/E型 (kW)	2.2	电 动 机
	186/S型 (kW)	2.7	柴 油 发 动 机
	186/A型 (kW)	3.0	风 动 发 动 机
	油箱容积 (L)	25	
劈 裂 器	工作压力 (Pa)	500×10^5	
	过载阀门压力 (Pa)	500×10^5	
	液压缸直径 (mm)	80	
	活塞直径 (mm)	40	
	行 程 (mm)	170	
	工作压力 (Pa)	500×10^5	
	劈裂机直径 (mm)	33	要求钻眼直径 $\phi 34$ mm
	劈 裂 力 ($\times 10^4$ N)	225	
劈裂机开距 (mm)		10	
劈裂器数量 (台)		6	总劈裂力13500kN
生 产 厂		意大利贝泰蒂公司	
参考价格		24,562美元 (1986年4月报价)	

大达液压劈裂机液压泵型号及主要技术规格

表附-1-75

液压泵型号	发 动 机 型 号	液 压 泵		规 格 (mm)			总重量 (kg)
		能 力 (L/ min)	劈裂器 数 量	长	宽	高	
大达A型	气动发动机MZ4.2 (耗气量2.7m ³ /min)	5.3	1~5	1180	650	730	111
大达D ₁ 型	哈茨柴油机671型 (4.5×0.745kW)	2.7	1~2	1180	650	730	101
大达D ₂ 型	哈茨柴油机671型 (4.5×0.745kW)	3.75	1~3	1180	650	730	108
大达D ₃ 型	哈茨柴油机ES79型 (7×0.745kW)	5.3	1~5	1180	720	730	138

续表

液压泵型号	发动机型号	液压泵		规格 (mm)			总重量 (kg)
		能力 (L/min)	劈裂器 数量	长	宽	高	
大达E ₁ 型	电动机 (1.5kW) (三相220/380V)	2.7	1~2	118	650	690	64.5
大达E ₂ 型	电动机 (4kW) (三相220/380V)	4.6	1~5	118	650	800	110
生产厂	瑞典阿脱拉斯—考普考公司						

大达液压劈裂机的劈裂器综合参数

表附-1-76

劈裂器型号	劈裂力 ($\times 10^4 \text{N}$)	劈开距 (mm)	劈裂器参数		钻眼参数 (mm)	
			长度 (mm)	重量 (kg)	钻眼直径	眼深
O ₁	85	7.5	620	9	21~24	215
O ₂	200	10	750	17.5	30~35	270
O ₃	230	10	960	21.5	33~38	430
O ₄ W	180	13	960	21.5	33~38	440
O ₅	230	12	1250	28	37~40	640
O ₆ W	190	17	1250	29	43~48	660
O ₇	320	12	1290	31.5	40~45	640
O ₈ W	260	17	1290	32.5	43~48	660
O ₉	350	12	1450	36	42~47	790

日本滑架式凿岩机主要技术性能

表附-1-77

技术性能	指 标
凿岩机型号	YD-55
凿岩机台数 (台)	1
凿岩机提升方式	风动马达 (3 $\times$ 0.745kW)
导向架全长 (mm)	3925
有效推进长度 (mm)	3930
移设导向架的有效长度 (mm)	2850
外形尺寸: (宽 $\times$ 高) (mm)	3700 $\times$ 3945
总重 (kg)	1000

滑架式凿岩机主要技术性能 (意大利产)

表附-1-78

技 术 性 能	TB-600型	QB-25型
滑架上凿岩机型号	23/25kg手持凿岩机	TY-85型凿岩机
凿岩机台数 (台)	2	2
钻杆长度 (m)	2.4或不同长度	0.8, 1.6, 2.4, 3.2
钻头直径 (mm)		31, 32, 33, 34
有效钻进深度(滑架上凿岩机行程)(m)	2.05	1.8
耗气量 (m ³ /min)	7 (总耗气)	3.4 (单机)
气动发动机功率 (kW)	2.2×0.745	
轨 长 (m)	4.8	
垂直位置自重 (kg)	609	
水平位置自重 (kg)	628	
空压机电机功率 (kW)		22
生 产 厂	贝奈蒂机械公司	贝尔格尼机械公司
参考价格	8275美元 (1986年4月报价)	3600美元 (1984年5月报价)

普通钢索凿石机型号及主要技术规格

表附-1-79

项 目	国产普通钢索凿石机	TELECOMP型	094型普通钢索凿石机	НПР-528
电动机功率 (kW)	10	14.7~18.4	15	7.35~33
钢丝绳正常速度 (m/s)	0~8	6.5~8	7.26	8~12
钢丝绳最高速度 (m/s)	—	12~14	15.16	—
钢丝绳的张力 (10N/mm)	140~142	250~300	250	—
绳轮直径 (mm)	800	800	600	—
切割效率 (m ³ /h)	1 (垂直)	2~3 (垂直)	0.8~2.2 (垂直)	0.9~1.04 (水平) 1.2~1.5 (垂直)
机器重量 (kg)	450	—	1600	—
钢丝绳走线方式	经20多个支撑立柱 引到工作面	先在一对滑轮组上 绕行,再引到工作面	同左。两滑轮组间 距80~100m	—
生 产 厂	江苏省扬州砖瓦厂	意大利贝尔格里尼 机械公司	意大利贝奈蒂机械公司	苏联“古比雪夫” 机械厂
参考价格	1.55万元 (人民币 1980年价)	8440美元 (1985年 7月报价)	6315美元 (1985年7 月报价)	—

金刚石串珠式钢索凿石机型号及主要技术性能

表附-1-80

项 目	DWP800 型	DB25 型	ALPHA840 型	备 注
可移动的绳轮直径 (mm)	1200		700	寿命2000h
金刚石钢丝绳速度 (m/s)	32	0~30	36	
电动机功率 (kW)	18	18~22	40	
金刚石串珠直径 (mm)	10		9.2	
金刚石钢丝绳长度 (m)	20~60	20~60		
切割效率 (m ³ /h)	3~5	3~6	8~10	
绳轮水平行程 (m)	1	2~3		
耗水量 (L/min)	15			
设备重量 (kg)	1170	500 (不包括液压装置)	953	
生 产 厂	意大利贝奈蒂公司	意大利贝尔格里尼公司	贝奈蒂公司	

续表

项 目	DWP800型	DB25 型	ALPHA840型	备 注
切割“卡拉拉白”大理石效率 (m^2/h)			1~9	
参考价格	18100美元 (1981年12月报价)	9900美元 (1981年12月报价)	1077美元 (1985年7月)	

链臂式锯石机型号及主要技术性能

表附-1-81

技 术 性 能	ST-320型	ST-30VH型	吉利奥提姆型
切割机构电动机功率(kW)	37	22	7.5
行走和切割盘旋转电动机功率(kW)	2.2	3	—
油泵电动机功率(kW)	0.18	0.18	—
在硬岩中切割速度(cm/min)	1.27~12.7	1.9~15.24(随硬度而变)	—
在软岩中切割速度(cm/min)	1.9~25.4		10~12
空载时行走速度(m/min)	3.05	0.61	—
切割链的速度(无极变速)(m/min)	0.61~1.5	0.32~1.5	—
锯口宽度(mm)	40	41	—
切割深度(m)	0.92~3.2	0.92~2.14	—
液压油缸容量(L)	480	59	—
吊链起重能力(kg)	1500	1075	—
设备重量(不包括油箱)(kg)	4500	2394	2500
生产厂	联邦德国柯夫门机械制造公司		法国英尔公司
参考价格(美元)		91866(1985年初CIF价)	

CM-428型锯石机主要技术性能

表附-1-82

技 术 性 能		指 标	
铁刀数(个)		2	
铁刀直径(mm)		1380	
切割锯口宽度(mm)		35	
切割速度 (m/min)	水 平	0.58 0.85	1.1 1.6
	垂 直	0.83 0.92	1.2 1.8
行走速度 (m/h)	工 作 时	0.88	1.15
	空 程	452	590.8
电动机功率 (kW)	锯石机构	10	
	推进机构	1.7	
轨 距 (mm)		1000	
锯石机外形尺寸 (mm)	长	2860	
	宽	2230	
	高	1230	
锯石机重量(kg) 使用矿山		4600 苏联高叶金斯克大理石矿	

CM-177A型锯石机主要技术性能

表附-1-83

技 术 性 能		指 标	
铣刀数 (个)		4	
铣刀直径 (mm)		1380	
切削荒料的尺寸 (m)		1.0×1.0×1.0	
速 度 (m/h)	切 割 速 度	0.4	0.688
		0.49	0.75
	推 进 速 度	0.35	0.6
		0.46	0.95
	空 转 速 度	180	308
		236	488
辅助台车的行程 (即横向推进) (mm)		1400	
移动台车用的 钢丝绳直径 (mm) 电动机功率 (kW) 锯 石 机 外形尺寸 (mm)	主台车用的钢绳 辅助台车用的钢绳 锯石机构 推进机构 长 宽 高	17.5	
		11.5	
		14	
		1.7	
		3136	
		4516	
		3611	
		10000	
锯石机重量 (kg)		苏联高叶金斯克大理石矿	
使用矿山			

火焰切割机型号及其主要技术性能

表附-1-84

技 术 性 能	HQ-55型	FA-300A型	FA300型	FA-200A型	FA150-A型	GB650型
喷射器长度 (mm)	420	635	600	—	—	—
喷射器外径 (mm)	90	73	67	73	—	64
操作杆长度 (mm)	2000	2450	1850	1210(2根)	—	φ30
		3640				
喷油压力 (×0.1MPa)	8~10	9.15	—	—	—	—
空压机排气量 (m³/min)	9~10	9.5	10~14	—	4.2	5.0
压缩空气压力 (×0.1MPa)	6.5	5.6~8.4	7	7	7	7
耗油量 (L/h)	—	55	20~30	33	30~35	30~35柴油
切割 (沟槽) 宽度 (mm)	120	90~120	120	90~120	70	70
切割效率 (m³/h)	1.8	1~1.5	1.4~2.5	0.5~0.8	1.5~2.0	1.25
切割深度 (m)	3~6	2.42~5	5~6	2.42~3.6	4.5	1.5~4.5
燃烧室寿命 (h)	—	—	1500	—	—	—
操作人员 (人)	2	2	20	1	—	—
自 重 (kg)						
生 产 厂	武汉建材学院	美国勃朗宁公司	日本三机精工	美国勃朗宁公司	意大利佩莱格罗尼	意大利贝奈蒂公司
参考价格						4875美元 1986年 4月 报价

慢动绞车型号及主要技术性能

表附-1-85

项 目	AB-50-1型	AB-50型	AT-1000型	AT-600型
牵引能力 (t)	50	50	75/105	40/60
卷筒 (mm)	直径 720 宽度 720	720 720	800 900	600 950
绳速 (m/min)	一档 0.59 二档 1.23 三档 2.25 四档 3.80	0.50 1.04 1.89 3.20	0.85 — — 5.5	0.80 — — 5.0
电动机功率 (kW)	7.6	7.5	14.7/22	7.35/11
外形尺寸 (长×宽×高) (m)	2.24×1.25×1.10	2.20×1.34×1.3	3.0×1.9×1.4	2.4×1.56×1.0
设备重量 (t)	2	1.6	4.0	2.2
制 造 厂	湖南省六〇一矿	意大利贝奈蒂机械公司	意大利贝尔格里尼机械公司	同左
参考价格	1.3万元 (1984年价)	10560美元 (1986年4月价)		6680美元 (1985年7月报价)

分离千斤顶主要技术性能

表附-1-86

技 术 性 能	TITANO/E型	IS-166 型
油泵压力 (Pa)	700×101325	800×101325
电机功率 (kW)	3	3
油箱容积 (L)	25	25
千斤顶 (mm)	大 型 365 小 型 240 行 程 80	150
制 造 厂	意大利贝尔格里尼机械公司	意大利贝奈蒂机械公司
参考价格	4210美元 (1985年7月报价)	4581美元86年4月报价

单锯条荒料整形机型号及主要技术性能

表附-1-87

技 术 性 能	MS-3600型	MS-4000型
金刚石锯条 (根)	1	1
锯条行程 (mm)	400	520
锯条往返次数 (次/min)	140	125/150
切削荒料高度 (mm)	2200	2200
切削荒料宽度 (mm)	3500	3800
整机外形尺寸 (长×宽×高) (mm)	6430×950×3655	7700×870×4150
电动机功率 (kW)	18.4	14.7/18.4
制 造 厂	意大利贝尔格里尼机械公司	
参 考 价 格	22500 (1982年11月报价)	22400美元 (1985年7月)

DD、DS型桅杆式起重机主要技术性能

表附-1-93

技 术 性 能	指 标	备 注
最大起重量 (t)	17~30	起重机站立水平以下 自轴心计算全长
工作深度 (m)	起吊始~65	
起重臂全长 (m)	12~40	
提升重物速度 (m/min)	1~12	
提升电动机功率 (kW)	14.7	
提升柴油机功率 (kW)	30×0.745	DD型 DS型
制造厂	意大利贝尔格里尼机械公司	

D型绳索固定桅杆式起重机型号及主要技术性能

表附-1-94

技 术 性 能	D20V	D30V
最大起重量 (t)	20	30
起重臂旋转角度 (°)	360	360
向下工作深度 (m)	65	65
柴油机功率 (kW)	20×0.745	30×0.745
电动机功率 (kW)	14.7	14.7
最大负荷提升速度 (m/min)	1	0.8
最小负荷提升、下降速度 (m/min)	8	6
制造厂	意大利贝尔格里尼机械公司	

附1.6 地下凿岩、装药设备

附1.6.1 地下凿岩设备

1. 凿岩机

导轨式凿岩机型号及主要技术性能

表附-1-95 (1)

技术性能	型 号				
	YGPS42	YGPS44	YGP28	YGP35	YG40
机重 (kg)	41	34	31	38	36
钻孔直径 (mm)	48	48	38~50	38~62	40~55
钻孔深度 (m)	6	6	6		15
使用气压 (MPa)	0.5~0.6	0.6	0.6	0.6~0.8	0.5~0.8
耗气量 (m³/min)	7	5	4~5	5.5	5
使用水压 (MPa)	0.2~0.3	0.2~0.3	0.2~0.3	0.2~0.3	0.3~0.5
耗水量 (L/min)	5~7	5~7	10	10	10
缸径×冲程 (mm)	100×48	95×50	95×50	100×48	85×80
冲击频率 (/min)	2600	2600	2600	2600	1700
冲击功 (N·m)	100	90	90	100	100
扭矩 (N·m)	5000	3000	3000	5000	3800
风管内径 (mm)	25	25	25	25	25
水管内径 (mm)	13	13	13	13	13

续表

技术性能	型 号				
	YGPS42	YGPS34	YGP28	YGP35	YG40
杆尾规格 (mm)	22×108	22×108	22×108	25×159	32×97
外形尺寸 (mm)	650×190×157	长665	630×160×154	665×184×157	680×225×180
台车型号	CTC300A	CTC300A	CGJ500,3	CGJ500,3	FJZ25A钻架
最大高度 (mm)	2712	2712	1982	1982	
最小高度 (mm)	2332	2332	1736	1736	
推进长度 (mm)	1200	1200	2500	2500	1000
注油器型号	—	—	—	—	FY5*0
参考价格 (元)	2500	2000	1000	1200	1300
制造厂	沈阳风动工具厂	沈阳风动工具厂	同左	同左	天水风动工具厂
备注	上向采矿	上向采矿	掘进	掘进	采矿、掘进

导轨式凿岩机型号及主要技术性能

表附-1-95 (2)

技术性能	型 号				
	YGZ70	YGZ70A YGZ78D (低噪音)	YG80	YGZ90	YGZ170
机重 (kg)	70	75	69	95	170
钻孔直径 (mm)	38~55	38~55	50~75	50~80	65~100
钻孔深度 (m)	8	8	40	30	20
使用气压 (MPa)	0.5~0.7	0.5~0.7	0.5~0.7	0.5~0.7	0.5~0.7
耗气量 (m³/min)	7.5	7.5	8.5	11	15.5
使用水压 (MPa)	0.4~0.6	0.4~0.6	0.3~0.5	0.4~0.6	0.2~0.3
耗水量 (L/min)	15	15	15	15~18	
缸径×冲程 (mm)	110×45	110×45	120×70	125×62	125×102
冲击频率 (min⁻¹)	2300×2700	2300×2700	1750~1800	2000	1800
冲击功 (N·m)	100	100	180	200	
扭矩 (N·m)	6500	6500	10000	12000	350000
风管内径 (mm)	32转杆19	32回转19	38	38回转25	38/19
水管内径 (mm)	13	13	19	19	吹洗风管19
杆尾规格 (mm)	25×159	32(29)×97	38×97	38~97	YGZ170-2, 02/ T38
外形尺寸 (mm)	800×230×210		900×310×190	876×355×303	(T45)
台车型号	CTJ700-3或 FJD-6吊架	CTJ-3或JD6钻架	FJYW24	CTC14.2或 TJ25台架	CL15
最大高度 (mm)				3800	
最小高度 (mm)				2800	

续表

技术性能	型 号				
	YGZ70	YGZ70A YGZ70D(低噪音)	YG80	YGZ90	YGZ170
推进长度 (mm)				1420 (补偿720)	
注油器型号				IU5	
参考价格 (元)	2300	2500	1400	2700	5000
制造厂	南京工程机械厂	同左	天水风动工具厂	南京工程机械厂	天水风动工具厂
备注	掘进或下向孔	采矿、掘进	采矿	采矿	露天采矿, 少量生产

液压凿岩机型号及主要技术性能

表附-1-96

技术性能	型 号				
	YYT30	YYGJ145	YYGC145	YYG90	YYGJ80A
机重 (kg)	29	145	145	94	84
钻孔直径 (mm)	33~50	45~100	65~125	55~80	42
钻孔深度 (m)	8			25	15
冲击功 (J)	90			200~250	160
冲击频率 (min ⁻¹)	2600	2500~3600	2500~3600	3600~3000	2800
扭矩 (N·m)	8000	12000	83000	2000	15000
冲击油压 (MPa)	13.5~15.0	23.0~25.0	23.0~25.0	12.0~16.0	10.0
回转油压 (MPa)		9.0	14.0	8.0~10.0	8.0
电机总功率 (kW)	21.5			41	37
缸径×冲程 (mm)	55×40	44×68	44×68	55×46	50×42
最高回转速度 (r/min)		750	440	260	300
冲洗水压 (MPa)	0.3~0.5	0.65~1.0	—	0.5~0.8	0.5~0.8
耗水量 (L/min)	25	35	—	30	30
吹洗气压 (MPa)	0.5~0.7	—	0.4~1.0	0.5~0.7	0.5~0.7
耗气量 (L/min)	300	—	4800	300	300
进油管内径 (mm)	16	13	13	19	19
回油管内径 (mm)	15	19	19	22	19
风管内径 (mm)	13	—	20	—	—
水管内径 (mm)	18	20	—	19	10
蓄能器充气压力(MPa)	7.5~8.0	11.0	11.0	5.5~6.0	5.5
杆尾规格 (mm)	25×108			38×12.7	32×12螺紋
配套设备	液压设施及FT170 气腿	台车	台车	CSJ-2台车	CTJY10.2台车
外形尺寸: 长×宽×高 (mm)	648×255×204	985×260×225	1000×260×225		
参考价格 (元)	3950液压设施 13000	20000	20000		
制造厂	湘潭风动机械厂	天水风动工具厂	同左	长沙矿冶研究院	同左

注: 液压凿岩机是我国研制的新型凿岩机具。YYT30是轻型凿岩机, 在矿山试用效率高, 能耗低, YYGJ145是重型凿岩机。正在试用中。液压凿岩机将逐步取代风动凿岩机。

风动凿岩机型号及主要技术性能

表附-1-97

技术性能	号									
	Y24	Y26	YT-24 (YT-30)	7555	YT25DY	YTP26	YT27	YT28	YSP44	YSP45
机重 (kg)	24	29	24	24	24.5	26.5	28	28	44	44
钻孔直径 (mm)	34~42	34~42	34~38	34~38	34~42	39~48	34~42	34~42	38~42	35~42
钻孔深度 (m)	3	5	5	5	5	5~7	5	5	6	6
使用气压 (MPa)	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5~0.64	0.4~0.6	0.5	0.5	0.5	0.5
耗气量 (m³/min)	3.2	2.5	2.8	3.2	3~4.5	3	3.3	3.3	4.5	5
使用水压 (MPa)	—	0.3~0.4	0.2~0.3	0.2~0.3	0.3~0.4	0.2~0.4	0.2~0.3	0.2~0.3	0.2~0.3	0.2~0.3
耗水量 (L/min)	—	2	3	3	4	4	4	4	5	5
缸径×冲程 (mm)	70×70	65×70	70×70	76×60	90×70	95×50	80×60	80×60	95×50	95×47
冲击频率 (min⁻¹)	≥1800	1600	1800	2100	2100	2600	2200~2450	2100	2800	2700
冲击功 (J)	—	45	60	60	65~75	60	65	65	90	70
扭矩 (N·m)	—	900	1300	1500	1900~2200	1800	1800	1800	3000	1800
风管内径 (mm)	19	19	19	25	25	25	25	25	25	25
水管内径 (mm)	—	13	13	13	13	13	13	13	13	13
杆尾规格 (mm)	22×108	22(25)×108	22.2×108	22×108	22×108	22(25)×108	22×108	22×108	22×108	22×108
外形尺寸 (mm)	长604	650×453×108	678×235×186	长628	660	680×2250	668	661	1489×354×186	1420×390×180
气腿型号	手持式	手持式	FT-140B	FT160A (或B)	FT160X	FT170	FT160A	FT160B-C(BD)	FT190	FT190
最大高度 (mm)	—	—	2900	3006 [2526]	2980	2980	3006	3165 [2366]	2400	2400
最小高度 (mm)	—	—	1650	1668 [1428]	1710	1710	1668	1800 [1400]	1650	1650
推进长度 (mm)	—	—	1250	1338 [1098]	1270	1270	1338	1366 [966]	750	750
注油器型号	FY200A	FY200A	FY200A	FY200A	FY250X	FY700	FY250	FY200B	FY500A	FY500A
参考价格 (元)	500	500	750	650	850	800	700	810	1100	1000
制造厂	(2)	(3)	(2)(1)	(3)	(4)	(4)(5)	(3)	(2)	(3)	(3)
备注	用于露天		YT30重 25.5kg 配FT140 气腿、价 770元 上海生产		85年7月 鉴定				上向式	上向式

注：1. 制造厂①上海风动工具厂，②天水风动工具厂，③沈阳风动工具厂，④湘潭风动机械厂，⑤州煤矿机械厂。
2. 轻型凿岩机7555及YTP26型选用较多，YT25DY是新型机种，用户也较满意。

内燃凿岩机型号及主要技术性能

表附-1-98

技 术 性 能	号	
	YN-23型	YN30A型
机体重量 (kg)	23	30(28)
钻孔直径 (mm)	36	36
钻孔深度 (m)	6	6
凿岩速度 (mm/min)	中硬岩300	200

续表

技 术 性 能	型 号	
	YN-23型	YN30A型
冲击次数 (min)	3000	2700~3000
冲击功 (N·m)	40	35
扭矩 (N·m)	180	180
燃油消耗量 (L/m)	0.125	0.14
定压伐定压值 (MPa)	0.5~0.7	
活塞直径×冲程 (mm)	60×60	58×70
活塞排量 (cm³)	170	180
钎杆转速 (r/min)		110~150
钎尾规格 (mm)	22×108	22×108
压气机直径×冲程 (mm)	90×20	58×70
压气机排量 (cm³)	140	
外形尺寸, 长×宽×高 (mm)	680×440×280	760×330×205
参考价格 (元)	1700	1800
制造厂	辽宁探矿机械厂	上海风动工具厂 重庆凿岩机厂 洛阳风动工具厂

注: 汽油与润滑油比12:1

风镐型号及主要技术性能

表附-1-99

技 术 性 能	G10型
机重 (kg)	10.5
气缸直径 (mm)	38
锤体行程 (mm)	155
锤体重量 (kg)	0.9
冲击能量 (N·m)	≥4.0
冲击频率 (min⁻¹)	1100
耗气量 (m³/min)	1.2
使用气量 (MPa)	0.5
风管内径 (mm)	16
钎尾规格 (mm)	φ24×70
外形尺寸 (长×宽×高) (mm)	570×165×90
参考价格 (元)	188
制造厂	①②③④

厂家代号: ①沈阳风动工具厂 ②通化风动工具厂 ③徐州风动工具厂 ④南京战斗机械厂

2. 地下潜孔钻机

地下潜孔钻机型号及主要技术性能

表附-1-100

技术性能	型 号			
	QZJ100B型		KQG-165型 (下向孔、横向45°)	DQ-160J型
钻孔直径 (mm)	80~130		105~165	105~165
钻孔深度 (m)	80		50	100
适应硬度 (f)	8~16		8~15	
钻具一次推进 (mm)	1000		1900	1500
钻具回转速度 (r/min)	90		0~25	33
使用风压 (MPa)	0.5~0.7		1.05~1.5	0.6~1.0
耗气量 (m³/min)	12		16	9.8~18.4
使用水压 (MPa)	0.8~1.0		1.5	0.8~1.1
耗水量 (L/min)	8~12		9.5	5~8
冲击器型号	C100	C80	CGWZ100 CGWZ165	JC-150
缸体内径 (mm)	62	56		
锤体行程 (mm)	75	91		
冲击功 (J)	75	68	750	
冲击频率 (min⁻¹)	1900	1650~1900	1500	
功率 (kW)	2.53	1.98		
推进气缸直径 (mm)	140		油马达	
推进气缸行程 (mm)	1000		—	
最大推进力 (N)	6500		15000	
钻杆外径 (mm)	50		133	
钻杆内径 (mm)	39			
钻杆长度 (mm)	1045		1600	
钻杆重量 (kg)	6.8			
风马达型式	QT8叶片式		电动机	电 动
风马达功率 (kW)	4.4		最大功率17千瓦	
外形尺寸, 长×高 (mm)	2380×470		3110×1420×3450	3500×1420×2000
总重量 (kg)	195		5765	4200
支柱外径 (mm)	108		履带式行走机构	
升降范围 (mm)	2500~2800			
重量 (kg)	85			
参考价格 (元)	9000		180000	70000
制造厂	宣化风动机械厂		阿 左	嘉兴冶金机械厂

3. 地下牙轮钻机

地下牙轮钻机型号及主要技术性能

表附-1-101

型 号	钻孔直径 (mm)	扩孔直径 (mm)	钻孔深度 (m)	钻孔倾角 (°)	偏 斜 率 (%)	钻机转速 (r/min)	钻孔速度 (m/min)
KY-120	118	300	50	60~90	≤1	0~100	0.1~0.3
KY-170	170	—	60	—	≤1	0~100	0.1~0.3
型 号	扩孔速度 (m/min)	额定扭矩 (N·m)	钻孔轴压 (kN)	扩孔拉力 (kN)	行走方式	主油泵型号	主电机型号
KY-120	0.01~0.05	3310	90	160	600mm轨轮	63SCY14-1B	Y200L-4
KY-170	—	4000	200	—	600mm轨轮 履带式	63SCY14-1B	Y200L-4
型 号	主电机功率 (kW)	副油泵型号	副电机型号	副电机功率 (kW)	油马达型号	主 机 重 (kg)	液压半重 (kg)
KY-120	30	10SCY14-1B	Y132L-6	5.5	NJM1.0型	1900	2000
KY-170	40	10SCY14-1B	Y132L-6	5.5	NJM1.0型	1900 2800	2000
型 号	钻杆重量 (kg)	附件总重 (kg)	总 重 (kg)	用 途	外形尺寸: 长×宽×高 (mm)	参考价格 (万元)	生产厂家
KY-120	2200	140	6240	掘进天井	工作 960×650×1750 运输 960×900×1600	8	长沙矿山研究院
			6240	VCR法采矿	同 上	10	
KY-170	2200	140	10000	履带式	工作 2500×1400×1750 运输	15	长沙矿山研究院

4. 地下凿岩台车

地下凿岩台车型号及主要技术性能

表附-1-102 (1)

技 术 性 能	型 号					
	CTC300A (单机)	CTCQ500 (单机)	CTC700 (单机)	CTC14(单机) /CTC14.2 (双机)	CTJ700.2 (双机)	CTJ700.3 (三机)
配用凿岩机(或冲击器)型号	YGPS34 YGPS42	C80 C100	YG80 YGZ90	YGZ90	YGZ70	YGZ70×3
总风管内径 (mm)	38	50	50	50	50	50
总水管内径 (mm)	8	20	20	25	25	25
使用气压 (MPa)	0.5~0.7	0.6~0.7	0.6~0.7	0.5~0.7	0.6~0.7	0.6~0.7
使用水压 (MPa)	0.4~0.6	0.8~0.9			0.3~0.4	0.3~0.4
工作油压 (MPa)	无液压传动		8.8~10.0	8.0~10.0	8.0	8.0
推进器推进力 (N)	3000	5000	5500~7500 10000~14000	14000	20000~25000	26000~25000
推进长度 (mm)	1200	1080	1420 (另补偿500)	1420 (补偿720)	1500~2000~ 2500 三种	1500 2000 2500
油泵型号		CB-F10C齿 轮泵 ZB100	同左	ZSB100 柱塞泵		
油泵风马达功率 (kW)		2.06	2.06	3.31	6.68	5.88
行走风马达功率 (kW)		3.68×2	3.68×2	4.41×4	11.03	11.03

表附-1-102(2)

技 术 性 能	型 号					
	CTC300A(单机)	CTCQ500(单机)	CTC700(单机)	CTC14(单机)/CTC14.2(双机)	CTJ700.2(双机)	CTJ700.3(三机)
回转杆风马达功率 (kW)	内 回 转	4.4		2.06		
总耗气量 (m ³ /min)	7			10 / 20	最大19	最大28(三台凿岩机同时作业时)
行走时耗气量 (m ³ /min)	人推	11	11	<12 / <24		
作业时耗气量 (m ³ /min)	7	8 (不包括凿岩)	1~3 (不包括凿岩)	10 / 20	19	28
轴距 (mm)	轮 胎 式	轮 胎 式	轮 胎 式	轮 胎 式/轮 胎 式	轮 胎 式	轮 胎 式
轮距 (mm)	880			1800 / 1800		
适应巷道断面 (m ²)	高2.3~3.2	3×2.8	3×2.8	2.8×2.8~5.5×4 / 3×3~5.5×4	2.2×2.2	3×3 5×4
钻孔直径 (mm)	50	80~100	50~75	50~80 / 50~80	38~57	38~57
钻孔深度 (m)	>6 (可接杆)	30~40	30~40	300 / 300	25	25
外形尺寸 长×宽×高 (mm)	2545×1070×2105	3970×1815×2180 (2800)	3970×1810×2180 (2800)	4330×1680×1660运输 4700×2200× 3350×1680×2795工作/ 6757	6750×1500×1800	7050×1720×2370
重量 (kg)	400	2630 (不包括凿岩机)	2700 (不包括凿岩机)	3000 / 5000	6500	8500
参考价格 (元)	12000	40000 (不包括凿岩机)	31100 (不包括凿岩机)	49500 / 80000	120000	150000
制造厂	沈阳风动工具厂	昆明风动机械厂	同左	南京工程机械厂 同左	宣化风动机械厂	同左
备注	采矿	采矿	采矿	采矿 采矿	无底柱采矿及掘进	无底柱采矿及掘进

地下凿岩台车型号及主要技术性能

表附-1-102 (3)

技 术 性 能	型 号					
	CGJ500.3 三机台车	CTJ500.2 二机台车	MERCURY14 型双臂 凿岩台车	CT110.2Y 双机全液压台车	CGM40 锚杆台车	CLM,-1 锚杆台车
配用凿岩机(或冲击器)型号	YGP35	YGP28 YGP35	HYDASTER200	YYG80A		YGP28
总进风管内径 (mm)	50	50	50	—		50
总进水管内径 (mm)	12	12		25		28
使用气压 (MPa)	0.5~0.7	0.5~0.7		—	0.4~0.5	0.5~0.7
使用水压 (MPa)	≤0.5	≤0.5		0.6~0.8		0.7~0.9
工作油压 (MPa)	4.0~10.0	补偿推进4.0行走 10.0 变幅8.0		10.0~12.0	10.0	8.0
推进器推进力 (N)	5000	5000		10000	3000	6000
推进长度 (mm)	2500	2500	3090	2500	1800	1800
油泵型号	CBFF 10C CB-F 10C	CBFF10C CB-F70C		SCY-1B		YB-A14B-FC
油泵风马达功率 (kW)	电机3×2.2	电机2×2.2		46.34		2.21
行走电机(气马达)型号	SZM0.25A1	油马达1QJM-0.63	DEUTZF8L912W	油马达1QJM-0.12		耗气8×2(19m³/min)
电机型号	JO ₁ -51-4	JO ₂ -71-4 JO ₁ -37-5		Y180M-4×1		
电机功率 (kW)	7.5	4.4	37	18.5	7.5	
使用电压 (V)	380	380	24	380		
轨距 (mm)	600 762 900	轮胎式	轮胎式	履带式	600 900	履带式
轮距 (mm)	1100弯道半径8米	1820		1270		宽1800
适应巷道断面 (m²)	2.2×2.2 3.5×4.5	2.4×2.4 3.5×4.5	2.5×2.5 4×5.4	3×3 4×5	8~14	高2.8~3.5
钻孔直径 (mm)	45~50	40~50	38~76	38~50	38~50	38~50
钻孔深度 (mm)	2500	2500		2500	1800	1800
外形尺寸:长×宽×高 (mm)	6700×1250×1736	6800×1800×1600	8000×1400×1920	8500×1500×2100	5019×1000×1700	5080×1800×2400
重量 (kg)	5500	6000		8500	3500	3700
参考价格 (元)	120000	100000(不包括凿岩机)	8952	420000	45000	65000
制造厂	沈阳风动工具厂	同左	沈阳有色冶金机械厂 与法国EIMCO-SEC- OMA公司合作制造	宣化风动机械厂 中法合作	南京工程机械厂	宣化风动机械厂
备注	最大件3×1.25 ×1.2m 2t	最大件3×1.6× 1m 2.5t				

国外一些凿岩台车(掘进)型号及主要技术性能

表附-1-103 (1)

技术性能		瑞典阿特拉斯 (Atlas) 公司				美 国		法 国		芬兰坦姆洛
						乔伊公司	加登纳丹佛公司	蒙塔贝特公司	Sesoma公司	克公司
台车型号		Cavodrill 355	Cavodrill 550	Cavodrill H500-22	Cavodrill H550-22	serpent	niversal ^①	pantofore	ATH12 ^①	MTM20
钻臂数		1	2	1	2	2	1~2~3	3	1	2
钻臂类型		BUT10	BUT6	BUT6EHH	ZXBUT6EHH	Cobra	JT1 JTB	液压支臂	BL36F	RP625回转臂
推进器型式		BMHT240 320, 400	同 左	BMH 121 123	同 左	RPF型	2MSB 2EH	风动, 螺旋式	CL500	链式KS50A
有效行程 (m)			3.7 (最大)			3.63~4.26	3.6			4.0
凿岩机型号		BBC120F, COP90ED	BBC-100, COP89	COP1022HD	2XCOP1022HD	RPD	DH123	风动凿岩机	RPH200 RHR40	E-400
驱动方式		风 动	柴油或风动	DeutzF, L912W	DeutzF, L912W	F,L514	柴油机	柴油机	电动、柴油	F,L812
驱动功率 ($\times 0.745\text{kW}$)		2×16	45	43	43	100	44,66		40, 54	78
行走方式		胶 轮	液 轮	胶 轮	胶 轮	胶 轮	胶 轮	胶 轮	胶 轮	胶 轮
行走速度 (km/h)			3.6	4.0	4.0	8.0	5.5		3.5~7.0	
爬坡能力			9.5°	25%	25%	28%	18.5°		25%	30%
转弯半径 (m)			4.6	5.0	5.0	6.26	4.8			4.1
外形尺寸, (m)	长	7.63~8.27	8.3	9.25	8.45~9.25	12.368	9.8	9.40	8.17	10.43
	宽	2.0	1.7	1.4	1.8	2.97	2.2	2.36	1.3	2.34
	高	1.87	1.85	1.7	1.8	2.108	2.13	3.20	1.3	2.56
掘进断面 (m ²)	标准	6~8		8~18	9~24			8~12		10~27
	最大	6.0×5.3	21		5.5~4	9.35×5.8	9.1×6.7		2×2~4×4	
	最小	4.4×4.3	18				2.7×2.4			
重量 (t)		5~7	6	6.9	8.95	16.329	12.00	23.0	5.6	11.0

①可用于回采工作。

国外一些凿岩台车(采矿)型号及主要技术性能

表附-1-103 (2)

技术性能		瑞典阿特拉斯 (Atlas) 公司			芬兰坦姆洛克公司	美国加登纳—丹佛公司	英国英格索尔兰德公司	苏联
台车型号		Simba 322	Simba 323	Simba H221	paramatic H201, 207B	Fandrill	DC-65	BK-2M
钻臂数		2	3	1	2	2	2~3	2
钻臂类型					ZR990H			
推进器型式		BMS180螺杆	同左	BMH204/206	KS140H×40	2BFUW82R		
有效行程 (m)		1.83	1.83			1.2	3.36~3.96	
凿岩机型号		BBC120F, COP130EL	COP130EL	COP1038HL	HE425, 428 HL438	DH123	D475A	IKK-60
驱动方式		风动	风动	柴油全液压	F, L912W	风动		柴油机
驱动功率 (×0.745kW)		4×5	4×5	4×5	86	15	37~100	50
行走方式		胶轮	胶轮	胶轮	胶轮, 杭轮或滑座	胶轮	胶轮	胶轮
行走速度 (km/h)		1.5	1.5	4.0	9.0		15	10
爬坡能力					12°~14°		14°	12°
转弯半径 (m)		3.6	3.6	3.3	6.5	7.2	6.5~7.0	4.0
外形尺寸 (m)	长	6.0	6.5	6.21	11.65	4.9	10.0~11.97	9.05
	宽	2.5	2.5	1.84	2.40	2.3	2.0~2.5	1.5
	高	2.0	2.0	2.765	2.67	1.6	2.95~3.30	1.5
掘进断面 (m²)		5×3	5×3	2.4×3.4	15~70	2.7×2.7		3.4×3.2
重量 (t)		9.90	11.10	9.4	20		12~19	9.5
适用情况		打扇形及平行孔	同左	分段崩落法中打扇形, 环形孔	倾斜或水平掘进及崩落法房柱法, 分段崩落法, 打环形孔	分段崩落法打环形孔	房柱法 充填法	掘进、房柱法 分层充填法

5. 潜岩台 (柱) 架

潜岩台 (柱) 架型号及主要技术性能

表附-1-104

技 术 性 能	型 号					
	TJ25	BQB摆式支臂	FJYW24型	FJY24型	FJZ25A	FJY25B
推进马达功率 (kW)	0.74~2.8	3.3			0.5	0.59
推进器行程 (mm)		1420	1100~1200	1380	1000	
推进器推进力 (N)	7000~14000	14000	12000	6000~8000		3150
配用凿岩机型号	YGZ90 YGZ70	YGZ90	YG80 YGZ90	YG80	YG40	
工作气压 (MPa)	0.5~0.7	0.5~0.7	0.5~0.7	0.5~0.7	0.5	0.5~0.6
工作水压 (MPa)	0.4~0.6	0.4~0.6	0.4~0.6	0.3~0.5	0.2~0.3	0.2~0.3
总进风管内径 (mm)	38	38	38	38	25	
总进水管内径 (mm)	19	19	19	19	13	
耗气量凿岩机推进器 (m ³ /min)	11	11	11	8.5	5+1.25	
耗水量 (L/min)						
接杆杆长度 (mm)	1200	1400	1200	1300	1000	1200
适应巷道规格 (m ²)	2.5×2.5 3×3	2.8×2.8 5.5×4	2.2×2.2	2.5×2.5 3×3		2.5×2.5 3×3
外形尺寸, 长×宽×高						
台架 (mm)	1725×1000×2340	3150×1770×2790	1580×1050×200		1630×620×2500	
操纵台 (mm)	1100×700×960					
最大高度 (mm)	3320	3500	最长2194		2700	4000
重量 (kg)	600	900	最长850	670	153	700
台架 (kg)	480	680				
操纵台 (kg)	120					
注油器贮油量 (L)	5	5			0.5	5
参考价格 (元)	5000	9800	9000	6000	1400	
制造厂	南京战斗机械厂	南京战斗机械厂	昆明风动机械厂	昆明风动机械厂	天水风动工具厂	天水风动工具厂
备注	接杆上向扇形孔	同左	同左	同左	接杆、水平及任意方向	中深孔房柱法

附1.6.2 地下装药设备

装药器型号及主要技术性能

表附-1-105

技术性能	号					
	型					
	BQ-100	BQF-100	BQ-20	AYZ-150	FZY-1	ANOL-150
型式	立式	立式	背	立式	同左	立式
装药原理	风动压入式	同左	同左	同左	同左	同左
药桶装药量 (kg)	100	100	20	150	45	150
药桶容量 (L)	130	153	30			
药桶直径 (mm)	560	550				
外形尺寸: 长×宽×高 (mm)	675×675×1350	980×760×1265	方型460×390	1275×1160×1540		1275×1160×1540
自重 (kg)	65	85		125	38	125
承受压力 (MPa)	0.7	0.7	0.25~0.6	0.3~0.4	0.4~0.45	0.3~0.4
工作风压 (MPa)	0.2~0.4	0.2~0.4	2			
射程 (m)						
适应炮孔直径 (mm)	40~70	40~70	40~70	300~400	300~400	300~400
装药效率 (kg/h)	360	360	120~300			0.9
装药密度	0.9	0.9	0.9~1			
桶内结构	手摇搅拌	同左	—			
输药管材料	聚乙烯	同左	同左			
内径 (mm)	25~32	25~32	16~19	32~36	16~25	32~36
移动方式	人抬	同左	人背	人推		人推
参考价格 (元)	5300	5900	790			
制造厂	长沙矿山机械厂	同左	同左	山西五一机器厂	长沙矿山研究院	瑞典
备注		可装药粉				

附1.7 地下装载设备

附1.7.1 地下装载机

轨道式电动装载机型号及主要技术性能

表附-1-106

技术性能	型 号						
	Z-17	Z-17A	Z-20C型	Z-25	Z-30	Z-30B	YJ-30B
生产能力 (m ³ /h)	20~30	20~30	40	25~35	60	45~50	45~55
铲斗容积 (m ³)	0.17	0.17	0.2	0.25	0.3	0.3	0.3
装载宽度 (mm)	1700	1700	1850	2200	2200~2500	2350	4000
轴距 (mm)	850	850	850	850	960	980	1230
轨距 (mm)	600	600	600	800 762	600 762	600	600 762 800
电动机台数 (台)	2	2	2	2	2	2	2
电动机型号	JL ₁ (JBI755/110)	JBI755/110	JL ₁ -8	JB4	JL ₁ -13	JBI15-9	LJBI-14
电动机功率 (kW)	10.5×2	10.5×2	10.5×2	13×2	15×2	15×2	14+5.5
电动机电压 (V)	380	380	380	380	380	380/650	380/660
电动机转速 (r/min)	570	670	585	470	685	980	980
行走速度 (kW/h)	0.85	1.16	0.99	1.15	0.92	1.55	0.8
最低卸料高度 (mm)	1010	1216	1250	1350	1300	1400	876~1280
装岩块度 (mm)	500	500	500	500	500	500	500
巷道最小断面 (m ²)	1.8×3	2×2.2	2×2.2	2.2×2.5	2.5×2.3	2.5×2.2	2.5×2.3
设备重量 (kg)	3458	3400	3400(3820)	4000	4000	5000	8650
外形尺寸 (mm)	工作时 2120×1300×1750 运输时 2120×1000×1700	2130×1210×1750 2130×1052×1200	2184×1070×1740 2184×1070×1305	2350×1228×2335 2350×1228×1500	2690×1200×1443 1700×1200×2250	2660×1616×1445 2660×1470×1145	2500×1670×2150 7650×1580×1700
最大件重量 (kg)	1543	1543	1540		1801	2495	1930
最大件尺寸 (mm)	1500×1070×700	1500×1070×700	1562×830×500		1616×970×637	1670×1050×740	3670×1310×870
参考价格 (元)	2000	21000	21000	20000	25000	27000	58800
制造厂	①②③⑤	①②③⑤	①②③④⑤	①	②③	④	⑤
备注	华-I型	华-I型改良					

注：①太原矿山机器厂；②南昌通用机械厂；③南宁冶金矿山机械厂；④上海采矿机械厂；⑤青海矿山机械厂；⑥淄博矿山机械厂

轨道式气动装岩机型号及主要技术性能

表附-1-197

技 术 性 能		型 号			
		ZQ-26	ZCQ-1	FZH-5	ZCQ-4
装岩能力	(m ³ /h)	50	15~20	20	70~90
铲斗容积	(m ³)	0.26	0.18	0.17	0.5
装岩宽度	(m)	2.73	1.7	2	3.5
卸装高度	(mm)	1250	1027	1300	1650
装岩块度	(mm)	500	300	500	700
最小巷道断面	(m ²)	2.5×1.8	1.8×1.8	2.2×2.5	3.5×3.2
使用气压	(MPa)	0.45~0.7	0.35~0.6	0.45~0.6	0.35~0.6
耗气量	(m ³ /min)	11.5~19	(4.8~9.5)×2	20	(9.7~28.5)×2
风马达功率	(kW)				
	行走马达	8.83	6.25	7.74	18.39
	扬斗动力	14.71	6.25	7.74	18.39
行走速度	(m/s)	1	1.02~1.41	0.75	0.9~1.57
轴距	(mm)	1040	877	846	1150
轨距	(mm)	600 762	600	600 762	762 900
外形尺寸	(mm)				
	工作时	2376×1410×2243	2000×975×1800	2270×1320×2200	3385×1893×1780
	运输时	2376×1085×1383	1385×970×1250	1330×1320×1500	2200×1588×2030
最大件重量	(kg)	585	930	1276底盘	3270
最大件尺寸	(mm)	1400×820×350	1233×970×80	135×1050×810	2200×1588×900
总重	(kg)	2900	2000	2760	7540
参考价格	(元)	20700	15000	14000	40000
制造厂		①②③	①	①	①
备注		ZCZ-26	东风-1	CQ117	装袋宽3.5m

注：①太原矿山机器厂；②南昌通用机械厂；③焦作矿山机械厂

耙斗式装岩机型号及主要技术性能

表附-1-108

型 号	耙斗容量 (m³)	装载能力 (m³/h)	牵引力 (N)	主 绳		轨 距 (mm)	电 动 机		外形尺寸 长×宽×高 (mm)	重 量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 厂
				直 径 (mm)	速 度 (m/s)		型 号	功 率 (kW)				
P-15B	0.15	15~30	8400~10100	10~12.5	0.9~1.4	600 (762)	YBB10-4	10	5480×1550×1750	1980	13000	(1)(4)
							(YBB11-4)	(11)	(4700×1040×1750)	(2200)		(2)(8)
P-30B	0.3	35~50	13500~19500	12.5~14	0.85~1.22	600 762 900	YBB-17-4	17	6600×2045×1950	4300	20500	(1)(2)(3)(4)(7)(8)
							DZB-17			4500		(9)
P-60B	0.6	70~105	23300~32700	15.5~17	0.97~1.35	600 762 900	YBB30-4	30	9800×2750×2220	6450	28000	(1)(2)(4)(7)
							BJO ₂ -72-4T ₂		7825×1850×2300	7200		
ZTP-30	0.6	70~105	23300~32700	15.5~17	0.97~1.35	轮胎式	YBB30-4	30	9800×3000×3200	7010	33000	(1)用于露天
PY-20B	0.2	25~35	8600~10000		1.35~1.16	600 762	BJO ₂ -72-8	17	6199×1400×1687	3390	16000	(5)(6)
PY-35B	0.35	40~55	10300~14460		1.43~1.02	600 762	BJQ-62-4	17	6956×1496×1900	4300	21000	(5)(6)
PY-60B	0.6	80~100	16380~25130		1.6~1.04	600 762 900	BJQ-72-4	30	7725×1855×2340	6140	29000	(5)
PY-90B	0.9	120~150	22000~34000		1.46~1.02	600 762 900	BJQ-82-4	40	8390×2000×2423	8000	37000	(5)

注: 1. ①太原矿山机器厂, ②南昌通用机械厂, ③南宁冶金矿山机械厂, ④上海采矿机械厂, ⑤青海矿山机械厂, ⑥淄博矿山机械厂, ⑦鸡西煤矿机械厂, ⑧衡阳煤矿机械厂。

2. 本设备在煤矿掘进中应用较多, 与轨道式斗铲装岩机比较效率较高。但在金属矿山中选用较少。

3. 括号内的参数为南昌通用机械厂产品, DZB-17为防爆电机, 属(3)(4)两厂家之产品ZTP-30是用于露天矿的设备。

立爪、蟹爪式装岩机型号及主要技术性能

表附-1-109

技 术 性 能	LZ-100立爪式装岩机	LZ-200立爪式装岩机	蟹立爪式装岩机	LB-80型蟹爪式装岩机
装载能力 (m³/h)	100	200	100~120	80
轨距 (mm)	600 762	600 762		
最大装载宽度 (mm)	3300	4150	1940	1800
卸载高度 (mm)	1400	1700	1400~1950	2000
运输槽宽度 (mm)		880	840	
允许块度 (mm)	500~600	800	500~600	600
弯道半径 (m)	9	9		
适用最小巷道断面(m²)	2.2×2.2	3×2.8	12	2.7×2.6
电动机型号	JO₁-82-4	JO₁-72-4		
电动机功率 (kW)	40	45	79	89.5
油泵型号	CB-H30-F(X)	CB-E105-PF×2		
外形尺寸:				
工作时, 长 (mm)	5470	6190	8370	8700
宽 (mm)	1600	1900	2110	1800
高 (mm)	1900	2360	2460	1700
运输时, 长 (mm)	4900	6850	8370	
宽 (mm)	1300	1600	2110	
高 (mm)	1500	2015	1731	
重量 (kg)	7000	11300	16560	21000
参考价格 (万元)		13	8	
制造厂	南昌通用机械厂	同左	太原矿山机器厂	焦作矿山机械厂

附1.7.2 地下铲运机

电动液压铲运机型号及主要技术性能

表附-1-110

技 术 性 能	型 号	
	WJ-76	WJ-1.5D
铲斗容积 (m³)	0.76	1.5
生产能力 (t/h)		60
最大牵引力 (kN)	39	70
电机型号	JO₁-200M	Y280S
功率 (kW)	40	75
转速 (r/min)	1470	1480
传动压力 (MPa)		
铲装机构	14.0	15.0
转向机构	8.0	7.0~10.0
卷缆机构	5.5	25/60
驱动机构	20.0	Y280S-4 75kW
油箱容积 (L)		
铲装转向卷缆机构	75	200

续表

技 术 性 能	型 号	
	WJ-76	WJ-1.5D
驱动机构	57	45e
机架转向角 (°)	85	±40
电缆有效长度 (m)	75	75
行走速度 (km/h)	0~8.02	0~5~10
转弯半径 (m)	1.6	2988/5460
爬坡能力 (%)	50	20
整机重量 (t)	6.5	11
外形尺寸: 长×宽×高 (mm)	5625×1215×1860	7150×1850×1600
最大件尺寸 (mm)	3200×1215×1500	2500×1355×1250
最大件重量 (t)	4	2
参考价格 (元)	95000	170000
制造厂	南昌通用机械厂	扬州冶金机械厂

柴油铲运机型号及主要技术性能

表附-1-111

技 术 性 能	型 号		
	ZLD40	WJ1.5	DZL60
铲斗容量 (m³)	2	1.5	3
额定载荷 (t)	4	3	6
发动机: 型号	6105K	X6105A	6135AZK
功率 (kW)		73.5	147
最大牵引力 (N)	130000	68000	150000
最大爬坡能力	20°	40%	30°
行走速度: I 挡 (km/h)	0~8.6	0~9.8	0~10
II 挡	0~31	0~26.5	0~34
倒挡	0~11	0~12	0~13
最小转弯半径:			
铲斗外侧 (mm)	6718	5600	6950
后轮外侧 (mm)	5968	5390	6460
动臂提升时间 (s)	6.34	5	8
最大卸料高度 (mm)	1600	1780	1700
最大卸料距离 (mm)	1380	1246	1430
斗宽 (mm)	2100	1700	2600
轴距 (mm)	3200	2670	3400
轮距 (mm)	1670	1280	1900
最大离地间隙 (mm)	300	360	320
外形尺寸: 长×宽×高 (mm)	7300×2100×2150	7570×1700×1900	8804×2500×1950
最大件尺寸 (mm)		3550×1670×1228	
最大件重量 (kg)		2300	
轮胎规格		1400×24	24~25
车重 (kg)	13000	11150	16700
参考价格 (元)	100000	170000	160000
制造厂	(1)	(2)(2)	(4)

厂家代号: (1)厦门工程机械厂; (2)太原矿山机器厂; (3)江西抚州汽车厂; (4)柳州工程机械厂

国外一些公司生产的地下矿用铲运机的主要技术性能

表附-1-112

技 术 性 能	美 国 WAGNER 公 司								美国EIMCO公司	
	HST-1A	ST5C	ST-8	ST-11	ST-12	EHST-1A	EST-5B	EST-8A	915	920
铲斗容积(m ³)	0.76	3.8	5.60	8.56	9.13	0.76	3.8	6.0	3.36	7.8~13.0
有效载重(t)	1.36	8.165	9.80			1.36			8.15	19.5
铲取力($\times 10^4$ N)	3.56	11.54	11.00			3.56			13.15	27.18
动 力	柴油	柴油	柴油	柴油	柴油	电	电	电	柴油	柴油
功率($\times 0.745$ kW)	57	224~231	200	300		40	180	200	200	
电压(V)							680/1000	1000		
空车重量(t)	6.0	21.39				5.8	21.1	36.0	17.25	28.30
最大车速(km/h)	12	32	35			9.7	9.6	9.3	40	
最大爬坡度(%)		35	35						35	40
外形尺寸: (m)										
全 长	5.28	9.271	9.99	11.26		6.51	10.00	11.10	8.69	10.40
全 高	1.21	2.286	1.88	2.03		1.22	2.14	2.80	1.65	1.98
全 宽	1.85	2.235	2.45	3.00		1.55	2.40	2.50	2.44	3.05
轴距(m)		3.302	3.45	4.24					3.40	3.80
离地间隙(mm)		432	300						380	
最大卸载高度(m)	1.01	1.60	1.83	1.65					1.75	1.98
铲斗最大举升高度(m)	2.94	4.293	4.75	5.56						
转弯半径(m)										
内	1.27	3.175	3.20			1.52			2.80	3.50
外	3.02	6.045	6.60			3.25			6.17	7.62

续表

技 术 性 能	美国EIMCO公司		联 邦 德 国 GHH 公 司					波 兰		芬兰TAMROK 公司	
	913E	925E	GST-8A	GST11	LF-4.1E	LF-7.1E	LF12E	LK-1	LK-2	TORO100 DH	TORO500E
铲斗容积(m³)	2.3	3.82	5.6	8.5	2.0	3.8	6.0	2.0	4.2	1.3	5.0
有效载重(t)			7.65	12.00	3.8					3.0	
铲取力($\times 10^4$ N)			11.00	20.30						5.0	
动 力	电	电	柴油	柴油	电	电	电	柴油	柴油	柴油	电
功率(kw)	87	110	200	250	115 $\times$ 0.745	132	200		193 $\times$ 0.745	57 $\times$ 0.745	200
电压(V)	550/1100	1000	21.00		380/1000	1000	1000/3000				1000
空车重量(t)	12.7	19.5	21.00	25.00	11.5	24.5		10.9	18.50	9.0	34.0
最大车速(km/h)	16	11.0	33.0	35.0	19.3	12.1	10.1	38		9.0	14.3
最大爬坡度(%)			51	54						45	
外形尺寸: (m)											
全 长		8.36	9.12 1.55	10.42 1.91	8.77	10.50	11.70	8.75		6.55	10.58
全 高	1.9	2.18	3.33	3.28	1.68	2.20	2.80	1.80		6.24	2.50
全 宽	1.93	1.80	3.31	3.65	1.65	1.91	2.50	2.20		1.73	1.92
轴距(m)			340	340				3.30		2.30	
离地间隙(mm)			1.71	1.94						1.65	
最大卸载高度(m)			270	1150						3.53	
铲斗最大举升高度(m)											
转弯半径(m)											
内		2.8	3.82	3.90	2.6	2.96				2.25	3.82
外	5.15	7.58	7.58	6.53	5.2	6.33	7.8			4.50	7.17

续表

技 术 性 能	法国EQUIPMENT MINER公司			法国JOY公司	加 拿 大 JARVIS CLARK公司		苏	联
	CT1500	CT6000	CT3500HE	TLF 4	JS-350E	JS-500E	ДК-5	ДК-12
铲斗容积(m³)	0.83	3.8	1.95	1.5	2.66	3.8	2.5	5.0
有效载重(t)	1.50	6.8		3.50			5.0	12.0
铲取力($\times 10^4$ N)				5.50				
动 力	柴油	柴 油	电	柴 油	电	电	柴 油	柴 油
功率($\times 0.745$ kW)	57	185	120	88	150	240	140	250
电压(v)					575	575		
空车重量(t)	6.5	19.9	12.0	9.7	16.0	21.5	13.0	28.0
最大车速(km/h)	18.7	31.0		17	9.3	9.3	20	30
最大爬坡度(%)				40				
外形尺寸(m)								
全 长	5.60	8.10		7.10	9.10	8.89	7.32	10.00
全 高	1.24	2.50	1.80	1.60	2.40	2.44	2.20	2.85
全 宽	1.73	2.00	1.83	1.90	2.1	1.75	1.90	2.80
轴距(m)				2.67				
离地间隙(mm)				210				
最大卸载高度(m)				1.70				
铲斗最大举升高度(m)				4.32				
转弯半径(m)								
内				2.01		3.28		
外			4.73	4.15		5.33		

风动装运机主要技术性能

表附-1-113

技 术 性 能	C-30
铲斗容量(m ³)	0.3
装载能力(m ³ /h)	10~12(运距20~40m)
车箱容积(m ³)	1.8
铲斗气动功率(kW)	14.7
行走气动功率(kW)	10.3
工作气压(MPa)	0.5~0.7
耗气量(m ³ /min)	12
轮距(mm)	1524
轴距(mm)	600
转弯半径(mm)	6500
最大爬坡能力	1/7
行走速度(m/s)	1~1.2
装岩块度(mm)	650
巷道最小断面尺寸(mm)	2990×2365
主动轮胎尺寸(mm)	228,6~508
被动轮胎尺寸(mm)	190,6~380
外形尺寸:长×宽×高	
工作时(mm)	3460×1890×2640
运输时(mm)	3460×1618×1700
最大件尺寸(mm)	2550×1540×1000
最大件重量(kg)	1959
参考价格(元)	28000
设备重量(kg)	5000
制造厂	(1)(2)(3)

厂家代号, (1)太原矿山机器厂; (2)南宁冶金矿山机械厂; (3)青海矿山机械厂

附1.8 天、溜井掘进设备及混凝土喷射设备

附 1.8.1 天溜井掘进工作台及掘进设备

1. 吊罐及掘进工作台

2. 天井钻架

天井钻架型号及主要技术性能

表附-1-115

技 术 性 能	FJD 全 型
适应井筒净直径(m)	5~6
收拢后尺寸高(mm)	5200
外切圆直径(mm)	1700
总重量(t)	6~7
动臂(动作范围)摆动角度(°)	45~60
炮孔径向位置最大直径(mm)	1340~1540
支撑臂支撑范围(mm)	5000~6000 $\phi 8200$
动力形式	气动、液压
驱动油泵马达型号	TJ,
功率(kW)	5.88
油泵型号	YB-A25C-FF
流量(L/min)	36.9
输入功率(kW)	7.03
工作压力(MPa)	10.5
液压系统工作压力(MPa)	5.5
配用凿岩机型号	YGZ-70 或其它
杆头直径(mm)	40~45
杆尾规格(mm)	25×159
一冲程行程(mm)	3000~4000
气马达型号及功率(kW)	TM1-1活塞气马达、2.2
使用气压(MPa)	0.5~0.7
使用水压(MPa)	0.3~0.5
耗气量(m ³ /min)	50
参考价格(元)	108000
制造厂家	宣化风动机械厂

3. 天井钻机

附录-1-116

天井钻机型号及主要技术性能表

技术性能	型 号				
	AT500	TYZ500	TYZ100	TYZ1500	AT1500 AT2000
钻(导)孔直径(mm)	216	216	216	250	250
扩孔直径(mm)	500~1000	500~800	1000	1500	1800~2500
钻进深度(m)	120	120	120	120	120
成井角度(°)	60~90	60~90	60~90	60~90	60~90
驱动方式	双速直流电机	液压NJM-2/4FB	液压NJM-2/4FB	液压NJM-2/4FB	液压AT-M8.3 液压LJMD125
总功率(kW)	83	72	92	75	125 149
钻孔转速(r/min)	0~63	0~70	0~40	0~40	0~54
扩孔转速(r/min)	0~32	0~35	0~20	0~13	0~13
钻孔推力(kN)	240	320	320	320	0~75
扩孔拉力(kN)	470	480	720	1000	0~134
钻孔扭矩(kN·m)	7.7~10	5.6~8.2	9.24~15.23	134.2	17.8~24.8
扩孔扭矩(kN·m)	15.4~20	11.2~13.4	18.48~24.04	87	69.2~98.3
适应岩石硬度(t)	8~20	8~16	8~18	8~18	8~20
主机重(t)	5	3.4	4.5	5.5	10
钻杆直径(mm)	180	180	176	200	200
钻杆长度(m)	1.05	1.05	1.14	1.14	1.18
外形尺寸:长×宽×高					
工作时(mm)	2200×1060×3300	2580×1340×2850	2840×1820×2893	3050×1630×3289	3050×1376×3730
运输时(mm)	2208×1060×1180	1900×1040×1220	1920×1000×1180	2200×1200×1375	2890×1376×1397
参考价格(带60m钻杆)(万元)	22	22	26	36	36 42
制造厂家	长沙矿山研究院	长沙矿山研究院	长沙矿山研究院	衡阳冶金机械厂	南京工程机械厂 嘉兴冶金机械厂

4. 抓岩机

表附-1-117

抓岩机型号及主要技术性能

技 术 性 能	靠 壁 式 HK、HDK-6	悬 壁 式 HK、HDK-4	HZ-4	HZ-6	D、(气动)
适应井筒直径(m)	5~5.6	4~4.5	4~6	>4	5~7
生产能力(m³/h)	50~60	25~30	30~40	50~60	50
抓斗: 容积(m³)	0.6	0.4	0.4	0.6	0.6
提升重量(kg)	4000	2900	岩石900	岩石1100	JZ、T10/700绞车提升10t
张开尺寸(mm)	φ3200	φ1970		2060	φ2230
闭合尺寸(mm)	φ1600	φ1580		1604	φ1770
使用气压(MPa)	0.5~0.6	0.5~0.6	0.5~0.7	0.5~0.7	0.5~0.7
耗气量(m³/min)	30	20	20	5.5~7.5	2
抓斗提升高度(m)	6.8	6.2	0.35~0.5	0.2~0.4	0.13~0.34
抓斗提升速度(m/s)	0.35~0.4	0.2~0.3	3~4	3~4	同左
下放速度(m/s)	空载1.25 重载1.6	空载1.25 重载1.6	3~4	3~4	由QSH-0.6机械手控制
回转速度(左)(r/min)	1.5~2	1.5~2	3~4	3~4	同左
回转速度(右)(r/min)	1.5~2	1.5~2	3~4	3~4	同左
回转角度(°)	120	120	360	360	同左
斜架变幅平均速度(m/s)	0.4	0.35~0.4		0.2~0.4	同左
外形尺寸(mm)	6805×1360×1084	6000×1030×1273	3300×800×6955	3300×800×6955	
总功率(耗电或耗气)(kW)	30/2×20	17/20	提升马力18.4 回转马力6.25	提升马力18.4 回转马力6.25	
总重量(t)	7.3	5.5	9.43	10.46	3.10
参考价格(元)	88000	68000	68000	75000	30000
制造厂家	南昌通用机械厂	同左	太原矿山机械厂	同左	徐州煤矿机械厂
备 注	2m³吊桶装满一桶需1 min 28s	2m³吊桶装满一桶需2 min 18s			机械手气马达功率3.31 kW, 速度60m/min, 拉力10060N, 行程704mm, 重4500kg
	HK-6气动 HDK-6电动	HK-4气动 HDK-4电动			

附1.8.2 喷射混凝土设备

1. 上料机带式输送机

上料机及带式输送机型号及主要技术性能

表附-1-118

技 术 性 能	PS30型上料机	DY 4031	DY 4051	DY 4071	DY 40101	DY 5051	DY 5071	DY 50101	DY 50151	DY 50102	DY 50152
输送长度(m)	3.521	3	5	7	10	5	7	10	15	10	15
带宽(mm)	350	400	400	400	400	500	500	500	500	500	500
带速(m/s)	1	1.6	1.6	1.6	1.6	1.6	1.6	1.6	1.6	1.6	1.6
输送能力(m ³ /h)	6	90	90	90	90	160	160	160	160	125	125
提升高度(m)		1.2	1.2	1.3	1.3	1.6	1.6	1.77	1.77		
提升角度(°)		V形	V形	V形	V形	槽形	槽形	槽形	槽形	槽形	槽形
托辊型式											
电动机筒宽(mm)	JO ₂ -52-4	630	630	690	630	730	730	730	730	730	730
(Y系列电机)功率(kW)	2.2	1.6	1.5	1.6	1.5	2.2	2.2	3.0	4.0	3.0	4.0
滚筒重(kg)		72	72	72	72	125	125	129	167	129	167
总重(kg)		320	391	467	592	615	604	892	1225	1126	1547
外形尺寸(mm)	4000×780×1535										
参考价格(元)	4500										
制造厂	①	②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫⑬⑭⑮⑯⑰⑱⑲⑳㉑㉒㉓㉔㉕㉖㉗㉘㉙㉚㉛㉜㉝㉞㉟㊱㊲㊳㊴㊵㊶㊷㊸㊹㊺㊻㊼㊽㊾㊿	②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫⑬⑭⑮⑯⑰⑱⑲⑳㉑㉒㉓㉔㉕㉖㉗㉘㉙㉚㉛㉜㉝㉞㉟㊱㊲㊳㊴㊵㊶㊷㊸㊹㊺㊻㊼㊽㊾㊿	②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫⑬⑭⑮⑯⑰⑱⑲⑳㉑㉒㉓㉔㉕㉖㉗㉘㉙㉚㉛㉜㉝㉞㉟㊱㊲㊳㊴㊵㊶㊷㊸㊹㊺㊻㊼㊽㊾㊿	②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫⑬⑭⑮⑯⑰⑱⑲⑳㉑㉒㉓㉔㉕㉖㉗㉘㉙㉚㉛㉜㉝㉞㉟㊱㊲㊳㊴㊵㊶㊷㊸㊹㊺㊻㊼㊽㊾㊿	②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫⑬⑭⑮⑯⑰⑱⑲⑳㉑㉒㉓㉔㉕㉖㉗㉘㉙㉚㉛㉜㉝㉞㉟㊱㊲㊳㊴㊵㊶㊷㊸㊹㊺㊻㊼㊽㊾㊿	②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫⑬⑭⑮⑯⑰⑱⑲⑳㉑㉒㉓㉔㉕㉖㉗㉘㉙㉚㉛㉜㉝㉞㉟㊱㊲㊳㊴㊵㊶㊷㊸㊹㊺㊻㊼㊽㊾㊿	②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫⑬⑭⑮⑯⑰⑱⑲⑳㉑㉒㉓㉔㉕㉖㉗㉘㉙㉚㉛㉜㉝㉞㉟㊱㊲㊳㊴㊵㊶㊷㊸㊹㊺㊻㊼㊽㊾㊿	②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫⑬⑭⑮⑯⑰⑱⑲⑳㉑㉒㉓㉔㉕㉖㉗㉘㉙㉚㉛㉜㉝㉞㉟㊱㊲㊳㊴㊵㊶㊷㊸㊹㊺㊻㊼㊽㊾㊿	②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫⑬⑭⑮⑯⑰⑱⑲⑳㉑㉒㉓㉔㉕㉖㉗㉘㉙㉚㉛㉜㉝㉞㉟㊱㊲㊳㊴㊵㊶㊷㊸㊹㊺㊻㊼㊽㊾㊿	②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫⑬⑭⑮⑯⑰⑱⑲⑳㉑㉒㉓㉔㉕㉖㉗㉘㉙㉚㉛㉜㉝㉞㉟㊱㊲㊳㊴㊵㊶㊷㊸㊹㊺㊻㊼㊽㊾㊿

注: ①扬州机械厂; ②杭州运输设备厂; ③沈阳起重运输机械厂; ④自贡运输机械厂; ⑤焦作起重运输机械厂; ⑥铜陵运输机械厂

2. 混凝土搅拌机及输送机

混凝土搅拌机型号及主要技术性能

表附-1-119

技 术 性 能	号						
	JG150	JGR150	JG250	JGR250	JD200	JZY150	JZ250
形 式	鼓桶形自落式	同 左	鼓桶形自落式	同 左	强制式	锥形反转出料	双锥反转出料
进料容量(L)	250	250	400	400	300	240	400
出料容量(m³)	0.15	0.15	0.25	0.25	0.2	0.15	0.25
配套动力	电 机	柴 油 机	电 机	柴 油 机	电 机	搅拌机水泵	搅拌机水泵
型 号	JO ₂ -42-4	1105	JO ₂ -51-4	2105	Y132M-4	JO ₂ -112S/T; JO ₂ -100LB/T;	提升Y112-M4
功率(kW)	5.5	7.35	7.5	14.71	7.5	4+3	5.5+0.55+4
搅拌筒直径(mm)	1218	1218	1447	1447		1102	1450
长度(mm)	960	960	1178	1178		19	17.5
转速(r/min)	18	18	18	18	40	泵吸水	泵吸水
给水量容量(L)	40	43	65	65	36.3	30~40	>30
生产能力(小时搅拌次数)	3~5(m³/h)	25	5~7(m³/h)	25	60	60	60
骨料最大粒径(mm)	60	60	60	60	轮胎式	轮胎式	轮胎式
移动方式	胶 轮	胶 轮	轮胎式	轮胎式	轮胎式	轮胎式	轮胎式
外形尺寸, 长×宽×高 (mm)	2280×2200×2400	2205×2070×2400	3300×2800×2910	3480×2450×2960	3150×2060×2240	2230×1880×2470	4100×2170×2776
重量(kg)	1600	1990	2950	3200	2070	1200	2500
参考价格(元)	7000	8000	11000	14500	9800	8000	12000
制造厂	①④③③③②⑩	⑤	④③①③③③③	⑦⑧⑨	①	⑥	①④
备 注			可搅拌灰浆			液压上料、出料	

注: ①福建省建筑机械修造厂; ②广东省软轴钢厂; ③广东韶关挖泥机制造厂; ④南宁第二机床厂; ⑤江苏省建筑机械修造厂; ⑥湖南省建材机械厂; ⑦上海华东建筑机械厂; ⑧浙江建筑机械厂; ⑨扬州机械厂; ⑩成都机器厂。

混凝土输送泵型号及主要技术性能

表附-1-120

序号	技术性能	型 号		
		HB8A型	HB8B型	HJ0.5型混凝土浇注机
1	生产能力(m³/h)	8	8	10
2	上料容积(L)	400	400	500
3	最大骨料粒径(mm)	40	40	50
4	最大工作压力(MPa)	12.5	12.5	0.7~0.8
5	最大水平输送距离(m)	200	200	200
6	最大垂直输送距离(m)	30	30	10
7	电动机型号	JO ₂ -71-4	JO ₂ -74-1	10m³空压机
	功率(kW)	22+2.2	22+2.2	压力: 0.7~0.8MPa
	转速(r/min)	1470	1470	
8	排气压力(MPa)	1.0~1.5	1.0~1.5	0.7~0.8
9	装料高度(mm)	1460	1690	1600
10	贮气筒容积(m³)			3
	贮气筒外形尺寸(mm)			2800×1250×1480
	贮气筒重量(kg)			800
11	机体外形尺寸(mm)	3134×1590×1620	3134×1590×1850	1550×1550×1680
12	重量(kg)	2960	3260	1490
13	输料管直径(mm)	150	150	150
	输料管重量(kg)	4000	4000	17.8kg/m
14	参考价格(元)	45000	45000	2300
15	制造厂家	沈阳振动器厂	沈阳振动器厂	扬州机械厂

注: 排气压力为清洗用, HB8A型不带行走轮, HB8B型带行走轮, 轨距762mm, HJ0.5型外力拖动。

3. 混凝土喷射机, 喷射机组及机械手

混凝土喷射机型号及主要技术性能

表附-1-121(1)

技术性能	型 号			
	HPZU-5	HPH6	UPQ0.8	ZPG转子Ⅰ型
输送量(m³/h)	3, 4, 5	2, 4, 6	0.5~0.8	5~7
骨料最大粒径(mm)	30	30	30	25
压缩空气压力(MPa)	0.35	0.7	0.25	0.15~0.4
压缩空气消耗量(m³/min)	10	10	3.5	5~8
最大水平输送距离(m)	200	240(最佳20~40)	100	(120)300
最大垂直输送距离(m)	80	52	20	(40)60
输送管内径(mm)	51	50.8	38	60
给水压力(MPa)	0.2~0.3	0.3	0.32	0.12~0.18
电动机型号	JO ₂ (T ₂)-32-6	JO ₂ -51-T ₂	JO ₂ -22-6	Y132S-4, BJO ₂ -51-6-L ₂
功率(kW)	2.2	7.5	1.1	5.5
转速(r/min)	940	1500	930	1440 960
轮胎规格		φ400实心胶轮		
外形尺寸(mm)	1436×868×1875	1500×1000×1600	1420×885×1670	1420×770×1100
重量(kg)	650	800	420	950
参考价格(元)	9000	10000	2650	5200
制造厂家	湖南常德机械厂	扬州机械厂	郑州市中原机械制造厂	广东煤矿机械厂 焦作建工机械厂

深埋土质射流器号及主要技术特征

续前-1-121(2)

技 术 性 能	干 式										半 湿 式	
	上下双罐式		转 体 式		鼓 风 式		筒 易 式		双罐井列式		上下罐井式上下罐式	
	治金85	WG-25型	ZHP-2	PH90-74型	转子式I型	CHP-250型	LHP-701型	HP2型	HLP-8型	51型	治金-75型	
输送量(m³/h)	4	4	4~5	2~6	5~7	3.5~4	3~5	1~3	5~6	2~3	3~5.5	
最大骨料粒径(mm)	25	25	25	30	25	25	30	15	18~20	25	25	
物料管内径(mm)	50	50	50	50/70	50	50	75	75	50	50	50	
压消耗量(m³/min)	7~8	7~8	5~10	10	5~8	5~12	5~8	8~10			8~10	
工作压力($\times 0.1$ MPa)	1~6	1~6	1~5	1~6	15~4	1~5	1.5~3.0	3.5~5.0	3~6	2~5	2~6	
输送距离(m)												
水 平	140	200	200	250	300	230	10~20	10	80~100	20~40	60	
垂 直	60	70	60	100	60	40	5~10					
电机功率(kW)	2.3	2.3	4	7.5	5.5	5.5	4.0		4	5.5	5.5	
电机转速(r/min)	960	960		360	960	1440	1440		1460		1440	
电机型号	JO51-6	JO51-6	JO51-6	JO51-6	BJO51-6	JO51-42-4	BJO51-41-4		BJO51-41-4		JO51-42-4	
喂料盘或螺旋式喂料	19.3	10.3		6.4	11	8	103		100	46	10.7	
转速(r/min)												
外型尺寸	1650×850	1650×850	1250×750	1500×1000	1352×774	2030×890	1330×730	775×430	1500×900	1940×840	1500×820	
长×宽×高(mm)	×1630	×1630	×1435	×1700	×1160	×1220	×750	×800	×1400	×1700	×1750	
自重(kg)			650	800	920	700	415	25	600	1000	1200	
提供图纸及加工制作单位	冶金部西安冶金机械学院 西安冶金机械学院 西安冶金机械学院	冶金部西安冶金机械学院 西安冶金机械学院 西安冶金机械学院	长沙矿山研究院等	扬州机械厂	江西省机械厂	陕西建筑机械研究所	北京煤炭学院 东德钢厂	南京神山煤矿	神速矿务局 大矿	十五冶第五井巷公司 长沙矿山研究院	十五冶第五井巷公司 长沙矿山研究院	

国外部分混凝土喷射机类型及主要技术特征

表附-1-122

技术性能		干 式							
		双 罐 式			转 子 式			螺旋输送式	
		BSM603	S II	BM-80	Allv8-300	Allv8-600	SSB-02v	TJL-2	BS-12
生产能力(m³/h)		4	45 6	4	4~8	4~5	5	2	3~7
最大骨料粒径(mm)		25	15 25	25	30	25	25	15	25
输料管内径(mm)		50	40 50	50	50	50	50	50	50
压气消耗(m³/min)		10	8 12	8~10	6~16	2~14	9	4~5	6~8
工作压力(×0.1MPa)		1.5~3.5	1.5~3.5	1.5~5.0	4~6	5~6	4~5	3~5	5~6
输送距离	水平垂直	300 100	200 100	200 100	250 100	300 100	300 100	100 40	120 40
功 率	电动机(kW) 气马达(×0.745 kW)			4.5 3	6.6/3.7 4.5	4.4 5		7	21 17
重量(kg)		1200	640	1000	780~820	600	1100	470	790~840
外形尺寸	长	1650	1830	1740	1500	1400	1190	1000	1400
	宽	1000	870	700	800	800	720	540	820
(mm)	高	1630	1650	1600	1300	1100	1190	1160	1000
产 地		联邦德国	联邦德国	苏 联	瑞 士	瑞 士	捷 克	苏 联	瑞 士

技术性能		湿 式									
		单 罐 式			双 罐 式				转 盘 式		双罐转子式
		GH-22	S-1000	兰西 P-60	F-2	BCM 903	TB 208	S-2000	Lasc-1	Lova-2	德克曼 改良-1 型
生产能力(m³/h)		4.6~6.1	8~12	1.5	3.1~3.8	3~4	3~8	18~25	7.7	9.2	9 4~6
最大骨料粒径(mm)		19			19	16	25		25	10	25 12~20
输料管内径(mm)		50	50	60	50		50	50	50	50	65
压气消耗(m³/min)		10.2	8~10		7.4~8.4	12	10~12	8~10	25	17	10~12
工作压力(×0.1MPa)			7	8		5~6	5~6	7			6
输送距离	水平垂直			15 20		50 30	100 25				140 60
功 率	电动机(kW) 气马达(×0.745 kW)				5.6						
重量(kg)		2500	2000	1120	1680		1600	3760	220	220	2700 1120
外形尺寸	长	5200	4180		3120		3250	4180			3200
	宽	2180	1620		1450		1500	2300	690	690	1500 750
(mm)	高	1800	1740		1650		1700	1940	910/1400	910/1400	2680 1950
产 地		美国 (Elmco)	日本	法国	美国 (Elmco)	联邦德国	日本	日本	美国 (Reed)	美国 (Reed)	日本 日本

混凝土喷射机组型号及主要技术性能

表附-1-123

技 术 性 能		型 号	
		HG 型	JP, HPH, SP组合式
生产能力(m ³ /h)		3~4	2~6
最大集料粒径(mm)		14	30
集料含水率(砂)(%)		<5	7
(石)(%)		<2	7
机旁粉尘浓度(mg/m ³)		<15	4.7
水平运输距离(m)		100~150	最大240、垂直52
适用断面(m ²)		3~4	
鼓风机电机	型 号 功率(kW) 转速(r/min) 电压(V)	10 380/660	10m ³ 空压机 压力0.7~0.8MPa 380
喷射机电机	型 号 功率(kW) 转速(r/min) 电压(V)	5.5 960 380/660	JO ₂ -51-4T ₂ 7.5 1440 380
喷射机型号		转子Ⅱ型	HPH6
机械手型号			JP ₄
设备重量(kg)		2700	4500
外形尺寸(mm)		3900×950×1640	1000×1030×1800
参考价格(万元)		2	4.8
制造厂家		江南矿山机械厂	扬州机械厂

注: 1. HG型设备重量包括主体车1800kg, 副车900kg, 有轨轮(600mm轨距, 轴距762mm)和胶轮两种。
2. 扬州机械厂生产的喷射机组包括上料机, 喷射机及机械手。

混凝土喷射机械手型号及主要技术性能

表附-1-124

技 术 性 能	型 号		
	JP	PHS-3	FS-1
喷头回转速度(r/min)	60~80	0~180	
喷头回转角度(°)	±150 135	左、右112, 前后42	31
大臂仰角(°)	32	45	50
倾角(°)	3°56'	22	20
水平回转角(°)	±120	±10	90
小伸缩缸倾斜喷头角度(°)	+30 -22	40	
行走速度(km/h)	2.5	5.6	3
轴距(mm)	910		
轨距(mm)	100, 762, 900	600, 762, 900	600, 900
行走电机(马达)功率(kW)	池马达CM-F180-FL	ZQ4-3, 3.2	YMC-20
前伸最大幅度(mm)	3400~4200	4500	5500

续表

技 术 性 能	型 号		
	JP	PHS-3	FS-1
喷头最大高度(mm)	3300	2400	3725
水平回转一侧最大宽度(mm)	2400		2510
大臂伸缩行程(mm)	800	1000	1250
液压油泵型号	CB-C180-FL CB-C25C-FL	YB-A16B-FL	YB-A12180
液压油泵工作压力(MPa)	<8.0	5.0	7.0
电动机型号	JO ₂ -62-4	JO ₂ -41-6-L ₂	BJO ₂ -32-4
功率(kW)	10	3	3
电压(V)	380	380/CD253	380/660
料管直径(mm)	50	50	50
总重量(kg)	2500		1030
参考价格(元)	34000	1650	1200
外形尺寸(mm)	4550×1030×1790	4000×1016×1360	3420×1000×1230
制造厂家	扬州机械厂	昆明冶金机械厂	广东煤矿机械厂

4. 锚杆机

MGJ-1型锚杆机主要技术性能

表附-1-125

技 术 性 能	参 数
适用条件	$f \leq 8$, 断面 $2 \sim 14m^2$
外形尺寸(mm)	4532×1200×1815
最大工作高度(mm)	4060
回转最大宽度(mm)	3585
工作机构前倾、后倾角	60°
工作机构水平回转角	左右各45°
打眼机构	2千瓦岩石电钻
打眼深度(mm)	1700
钻杆转速(r/min)	230
钻进速度(m/min)	1.18
退钻速度(m/min)	42
推进力(N)	700
安装锚杆	砂浆锚杆
安装速度(m/min)	4.2
注浆罐容积(L)	10
注浆气压($\times 0.1MPa$)	4~4.5
行走机构	轨道式
轨距(mm)	600
生产厂	广东煤矿机械厂

表附-1-126

国外一些锚杆机型号及主要技术性能

类 别	型 号	功 率 (kW)	扭 矩 ($\times 10^3 \text{ N} \cdot \text{cm}$)	转 数 (r/min)	推进方式(单体式)	推进力 ($\times 10^3 \text{ N}$)	工作高度 (m)	重 量 (kg)	备 注
风动冲击式	BBD46WR型(瑞典)				气 腿			38.3	耗风量4.4m ³ /min
电 动 式	维克托型(美)		601	475	螺杆或液压缸	453.6		101.5	125V交流
	伯伍德型(德)		3310	400	压缩空气缸	907.2		89.3	250V直流
	YBAI型(苏)		—	—	链条推进			53.6	CPII-2型电煤钻电动机
液 压 式	维克托型(美)		1057	400~700	液压缸或螺杆	907.2		97.5	
	蒂坦、施罗德型(美)		829	—	油 压 缸	499		38.1	
	蒂坦、施罗德型(美)		829	—	水 压 缸	546		38.1	
	普鲁型(德)		1023	770~1440	液压马达链条	1184		58.9	
	旺加威利型(德)		1244	550	液压马达链条	181.4		81.7	
角架台车式	塞科马-363(法)		3900	550、650	液压旋转	800	1.7~3.99	1000	
	塞科马-082(法)		3900	550、650	液压旋转式冲击	800	2.0~6.0	—	
	弗雷特射带型DA型(美)		—	750	液压旋转式旋转冲击	—	—	2500	
悬臂台车式	ABK型(苏)		—	—	风动旋转冲击	3408	2.6~3.4	2100	轨道式
	加利斯-320(美)		—	—	液压旋转式冲击	—	1.12~2.13	—	
	LRB-11(美)		3600	—	液压旋转	2177	<2.1	4540	同类型有LRB-12, LRB-15
	乔埃RBD-15(美)		3340	650	液压旋转	2490	1.05~2.46	1900	
	ROBOLTH490-24(芬)	63	—	—	液压冲击旋转	—	3800~7370	16000	
	ROBOLTA451-24(芬)	63	—	—	风动冲击	—	3600~7470	16000	

单体式锚杆机

台车式锚杆机

5. 灰浆搅拌机及灰浆泵

灰浆搅拌机型号及主要技术性能

表附-1-127

技术性能	型 号				
	UJZ 300	UJ800	UJ200	UJ100	C-076-1
型 式	强制式	强制式	强制式	可强制式	强制式
容量(L)	200	325	200	100	200
配套动力	电动机	电动机	电动机	电动机	电动机
型 号	JO-42-4	JO ₁ -32-4	JO ₁ -32-4	JO ₁ -31-4	JO ₁ -32-4
功率(kW)	2.8	3	3	2.2	3
搅拌筒转速(r/min)	54	30	25~30	25~30	25~30
平均搅拌能力(m ³ /h)	3	6	1.5~2分钟一桶	同 左	同 左
外形尺寸(mm)	1620×850×1050	2700×1700×1350	2280×1100×1170	2080×810×770	2230×1080×1318
重 量	560	780	600	300(500)	580
参考价格(元)	1500	3200	2000	1600	2000
制造厂	济南第五机床厂	茂名矿山机械厂	扬州机械厂 广东省软毡钢厂	同 左	浙江省建筑机械厂
出料体容积(m ³)	0.12				
移动方式	底架上有四胶皮轮	两胶轮牵引式	两铁轮推行	同 左 广东钢厂厂的重量 500kg固定式的	两 胶 轮

灰浆泵型号及主要技术性能

表附-1-128

技 术 性 能	型 号			
	HB6-3	HB8-3	HP-013	轻型混凝土泵
型 式	活 塞	活 塞		
输运量(m ³ /h)	3	3	3	6
工作压力(MPa)	1.6	1.5	1.5	15.0
灰浆排出管直径(钢管)(mm)	50		50	
(胶管)(mm)	50.4	38	50.4	149
输送距离: 垂直(m)	40	30	40	40
水平(m)	150	80	150	200
配套电机型号	JO ₁ -41-4	JO ₁ -42-4	JO-62-4	JO ₁ -62-4
功率(kW)	4	2.8	7	17
外形尺寸(mm)	1033×474×890	1350×444×760	1580×798×1070	2925×1308×990
重量(kg)	250	200	520	1500
参考价格(元)	2300	1500	5300	15000
制造厂	济南风动机械厂	广东建筑机械厂	济南风动机械厂	常州武进通用机械厂

附1.9 绞车设备

附1.9.1 耙矿绞车

耙矿绞车型号及主要技术性能

续附-1-129

型号	牵引力(kN)			牵引速度(m/s)		钢丝绳直径(mm)		电动机		耙斗容积(m ³)	置载卷筒容量(m ³)	外形尺寸(mm) 长×宽×高	总重量(kg)	参考价格(万元)	制造厂
	空载	重载	空载	空载	重载	空载	重载	电压(V)	功率(kW)						
2DPJ-4		4			0.75		7.7	380	4	0.1	45	890×390×415	312	0.28	①
2DPJ-7.5	8	8	1	1	1	9.3		380	7.5	0.1	45	1155×540×490	400	0.4	②①
3DPJ-7.5	8	8	1	1	1	9.3		380	7.5	0.1	45	1380×538×474	520	0.513	①
2DPJ-13	11	14	1.5	1.1	1.1	11	12.5	380	13	0.25	80	1420×640×620	660	0.55~0.89	①②
YZBJ-13	6.4	11.52	1.66	1.35	1.35			380	13			1367×875×900	990	0.7	②
2PK-14	7.4	10.34	1.66	1.27	1.27	11	14	380	17	0.15	140	1408×914×750	950	0.7	③
2JPP-17	11.76	16.5	1.45	1.025	1.025	12.5	14	380	17	0.3	85	970×1220×7730	1150	1.1	①
2DPJ-30	1~17	2~34	1.21~2	0.9~1.4	1.4	12.5	14	380	30	0.4	100	1650×970×695	1250	1.5	③
2DPJ-30	20	28	1.8	1.2	1.2	14	16	380	30	0.4	85	1685×930×750	1180	1.53	②②
3DPJ-30	20	28	1.6	1.2	1.2	14	16	380	30	0.4	110	2006×820×695	1510	1.74	①
2DPJ-55	33.5	50	1.8	1.2	1.2	16	18	380	55	0.6	85	1975×1010×965	2333	2.04	①②
3DPJ-55	33.5	50	1.8	1.2	1.2	16	18	380	55	0.6	105	2520×1010×965	2874	2.44	①
2DPJ-75J	45	60	1.8	1.32	1.32	18	20	380	75	1	190	2392×1515×1200	4800	2.64	①
2DPJ-100J	60	80	1.8	1.32	1.32	20	23.5	360	100	1.4	125	2392×1515×1200	5050	3.16	①
2DPJ-22	15	20	1.6	1.2	1.2	12.5	14	380	22	0.3	80	1520×730×640	900	1	①
2PJP-15	11.6	16	1.27	0.88	0.88	11	12.5	380	15	0.3	80	1160×870×700	835	0.9	①
2PJP-30	20	28	1.6	1.2	1.2	14	16	380	30	0.5	85	1266×1000×850	1400	1.6	①

厂家代号: ①德州矿山机械厂 ②江苏如皋矿山机械厂 ③重庆矿山机械厂

附录 1.3.5 卷 井 绞 车

卷 井 绞 车 型 号 及 主 要 技 术 性 能

附录-1-131

型 号	牵 引 力 (kN)	卷 筒			钢 丝 绳		电 动 机			外 形 尺 寸 长×宽×高 (mm)	重 量 (kg)	参 考 价 格 (万元)	制 造 厂
		直 径 (mm)	宽 度 (mm)	容 绳 量 (m)	直 径 (mm)	速 度 (m/min)	型 号	功 率 (kW)	转 速 (r/min)				
JZ5/400A	50	500	800	400	23.5	3~6	JO ₂ -160M-8	11	725	2375×1570×1340	3000	1.98	②④⑤
2JZ5/400A	2×50	500	800	2×400	23.5	3~6	JO ₂ -200M-8	22	730	3115×2576×1300	6000	3.08	④
JZ10/600A	100	800	1000	600	31	3~6	JO ₂ -200M-8	22	730	3039×2570×1779	6160	5.58	②④
JZ10/600A	100	800	1050	600	31	6	JO ₂ -180M-6	22	975	3215×2553×1690	6000	7.5	②
2JZ10/600A	2×100	800	1000	600	31	3~6	JR ₃ -250M-8	40	710	4337×2873×1770	11250	10.38	②④⑤
JZ16/800A	160	1000	1250	800	40.5	3~6	JR ₃ -225S-8	30	730	3358×3300×2240	11500	7.5	②④⑤
2JZ16/800A	2×160	1000	1250	800	40.5	3~6	JR ₃ -250M-8	55	720	5474×3440×2240	20840	8~13.85	②④
3JZ16/800A	250	1120	850 950	800	52	3~6	JR92-8	55	720	6368×2961×2290	21000	10.45	②④⑤
2JZM25/800A	2×250			800	52	3	JR92-6	75		6368×5612×2290	37000	19.64	①
JZM40/1000A	400	1250	850 1150	1000	60.5	3~6	JR-117-8	80	720	7681×3525×2700	40000	12.7	④
JZ ₂ T-10/700	100	800	1050	700	31	9.13~0.34	JZR202-10	45	850	3240×2967×1740	7190	5.5	③

注: 1. 表中符号 ①锦州矿山机械厂, ②如皋矿山机械厂, ③潍坊矿山机械厂, ④济南重型机械厂, ⑤徐州煤矿机械厂;
⑥齐齐哈尔第一机械厂, ⑦包头冶金矿山机械厂, ⑧茂名矿山机械厂, ⑨徐州煤矿机械厂;
2. 绞车大多数为老型号老厂家, 设备都是比较可靠的。JZ₂T-10/700是一种特殊型双速提升绞车, 速度快, 能频繁启动, 为徐州煤矿机械厂制造。

附1.9.4 震动绞车

震动绞车型号及主要技术性能

续附-1-132

型号	牵引力 (kN)	卷筒		钢丝绳		电动机			外形尺寸 长×宽×高 (mm)	重量 (kg)	参考价格 (万元)	制造厂家
		直径 (mm)	宽度 (mm)	容量 (m)	直径 (mm)	速度 (m/min)	型号	功率 (kW)	转速 (r/min)	电压 (V)		
JJM-0.5	5	(236) 246	(332) 465	100(200)	7.7	33.84 (20)	(JO ₂ -32-4) JZ ₁ -21-6	4	1430	380	3350	② ③
JJM-1	10	120	410	120	9.3	12	JO ₁ -41-6	3	870	380	2200	②
JJM-2	20	260	540	100	14	12	JO ₁ -52-8	5.5	720	380	5000	②
JJM-3	30	320	560	150	15	11.6	JZR-31-8	7.5	703	380	6800	②
JJM-3	30	400	630	260	17.5	15.9	JZ ₁ -41-8	11	685		6800	③
JJM-5	50	400	790	260	20	9.9	JZR-41-8	11	715	380	7800	②
JJM-5A	50	400	630	200	24	9.95	JZ ₁ -41-8	11	685		7800	③
JJM-8	80	550	1240	400	26	9.85	JZR-51-8	22	718	380	13000	②⑤④
55型	80	480		500				7.5			18000	③
JJM-10	100	750	1312	1000	31	6.5	JZR ₁ -51-8	22	723		50000	③ ⑤
JJM-12	120	750	1312	800/1200	33	10	JR-72-4	28	1420		55000	③
JJM-16	160	750	1450	900/1400	39	13.5	JR-82-4	55	1450		73000	③
JJM-20	200	800	1415	800/1200	40	10.5	JR-82-4	55	1450		100000	③
JJM-32	320	1000	1566	800/1300	52	12/8	JR-92-4	100	1480		185000	③

厂家代号：②江苏如皋矿山机械厂；③重庆矿山机械厂；④昆明重型机械厂；⑤齐齐哈尔第一机械厂。

附1.9.5 气动绞车

气动绞车型号及主要技术性能

续附-1-133

技 术 性 能	JFH-0.5/48	JFH-1/24	JFH-2/24
最大牵引力 (kN)	560	1000	20
最大绳速 (m/min)	48	24	24
发动机额定功率 (kW)	4.56/3.98	4.56/3.98	8.82/8.83
气缸数 (个)	6	6	6
气缸直径 (mm)	65	65	90
活塞行程 (mm)	50	50	65
气压压力 (MPa)	0.6	0.6	0.6
耗气量 (m ³ /min)			
卷扬机直径 (mm)	175	230	320
宽 度 (mm)	198	178	320
容 量 (m)	120	100	160
钢丝绳直径 (mm)	3.1	11	16
风管直径 (mm)	25	25	38
外形尺寸, 长 (mm)	668	740	1000
宽 (mm)	343	397	530
高 (mm)	527	591	765
重 量 (kg)	117	162	440
参考价格 (元)	3500	3900	5500
制 造 厂	重庆矿山机械厂	同 左	同 左

注: 气动绞车使用比较安全, 性能较可靠, 但噪音较大。

附1.10 通风除尘设备及安全仪表

附1.10.1 轴流式局部扇风机及喷雾器

JBT, JF型局部扇风机型号及主要技术性能

表附-1-134

技术性能		防 爆 型						非 防 爆 型						
		JBT 41	JBT 42	JBT 51	JBT 52	JET 61	JBT 62	JF41	JF42	JF51	JF52	JF61	JF62	
电动机型号		防爆三相鼠笼式异步电动机						三相鼠笼式异步电动机						
电动机额定功率(kW)		2	4	5.5	11	14	28	2	4	5.5	11	14	28	
电 压 (V)		380/660						380						
转 数(r/min)		2900	2900	2900	2900	2900	2900	2900	2900	2900	2900	2900	2900	
电 流 (A)		4.5	8.4	11.8	21.8	15.8	31.3	4.5	8.4	11.3	21.8	15.8	31.3	
效 率 (%)		80	82	83	86	87	88	80	82	83	86	87	88	
功率因数 (cosφ)		0.85	0.88	0.89	0.89	0.89	0.89	0.85	0.88	0.89	0.89	0.89	0.89	
起动电流/额定电流 (A)		6.5	6.5	6.5	7.0	6.5	7.0	5.5	6.5	7.0	7.0	6.5	7.0	
风 叶 轮 级 数		1	2	1	2	1	2							
风叶轮外径 (mm)		400	400	508	508	600	600	400	400	508	508	600	600	
全风压风量曲线工作范围	1点	全风压 (Pa)	750	1500	1200	2400	1600	3200	750	1500	1200	2400	1600	3200
		风量(m³/min)	75	75	145	145	250	250	75	75	145	145	250	250
	2点	全风压 (Pa)	620	1250	1000	2000	1400	2800	620	1250	1000	2000	1400	2800
		风量(m³/min)	88	88	175	175	300	300	88	88	175	175	300	300
	3点	全风压 (Pa)	460	920	750	1500	1050	2100	460	920	750	1500	1050	2100
		风量(m³/min)	96	96	193	193	333	333	96	96	193	193	333	333
	4点	全风压 (Pa)	300	600	500	1000	700	1400	300	600	500	1000	700	1400
		风量(m³/min)	105	105	210	210	360	360	105	105	210	210	360	360
	5点	全风压 (Pa)	150	300	250	500	350	700	150	300	250	500	350	700
		风量(m³/min)	112	112	225	225	390	390	112	112	225	225	390	390
气流效率 = $\frac{\text{全风压} \times \text{风量}}{60 \times 102 \text{ 额定功率}}$ (kW)		65	65	70	70	70	70	65	65	70	70	70	70	

续表

技术性能	防 爆 型						非 防 爆 型					
	JBT41	JBT42	JBT51	JBT52	JBT61	JBT62	JF41	JF42	JF51	JF52	JF61	JF62
外形尺寸(长×宽×高)(mm)	575×545	775×545	645×656	860×650	735×720	995×720	535×505	705×505	565×615	773×615	735×712	995×712
重 量 (kg)	120	140	138	188(240)	280	330	120	140	138	188	280	330
价 值 (元)	640	720	820	1050	1400	1800	570	650	700	900	1300	1700
厂 家	①③④⑤	①③⑤	①③④⑤⑧	①③④⑤⑧	①③⑤	①③⑤	②⑤	②⑤	②⑤	②⑤	②⑤	②⑤

注: 1.表中符号: ①鸡西电机厂, ②辽宁岫岩电机厂, ③佳木斯电机厂, ④杭州矿山设备厂, ⑤南通电机厂, ⑧通化煤矿风机厂。
2. JBT、JF型扇风机将逐渐被新型扇风机(KFT、BKJ、JK等型)所代替, 但该机型在老矿山应用较普遍。

KFT₁₁系列风机型号及主要技术性能

表附-1-135

技术性能	风 机 型 号						
	6	7	8	9	10	11	12
全 压 (Pa)	92~188	125~266	163~33	270~425	333~523	402~636	476~755
风 量 (m³/s)	1.8~3.9	2.9~6.2	4.2~9.2	7.0~13.0	9.8~17.7	13.5~24.0	17.0~31.0
配用电机型号							
功率 (kW)	1.1	2.2	4	7.5	11	13	22
转速 (r/min)							
风机尺寸							
工作轮直径 (mm)	600	700	800	900	1000	1100	1200
机 高 (mm)	751	870	992	1108	1249	1349	1471
底座(长×宽) (mm)	450×610	480×710	500×810	530×910	550×1010	600×1110	650×1210
外 径 (mm)	708	827	949	1065	1206	1306	1423
重 量 (kg)	74	103	171	268	352	511	749
参考价格 (元)	590	780	1300	1700	2400	2900	3950
制造厂家	运城风机厂	同 左	同 左	同 左	同 左	同 左	同 左

注: 机号还有13~16最大全压(84.6~133.7)×0.1MPa, 最大风量41.5~72m³/s。

BKJ66-11型系列局扇型号及主要技术性能

表附-1-136

型 号	性能点	全 压 (Pa)	风 量 (m³/s)	电机功率 (kW)	转 数 (r/min)	风筒直径 (mm)	送风距离 (m)	外 型 尺 寸 (mm)			重 量 (kg)	参考价格 (元)	制造厂家
								机 长	外 径	机 高			
BKJ66-11№3.8	1	910	2.84	4	2900	434	80	800	456		100	1700	沈阳鼓风机厂
	2	1030	2.5	4	2900	434	80				100		
	3	1180	2.3	4	2900	434	80				100		
	4	1300	2.1	4	2900	434	80				100		
	5	1320	1.91	4	2900	434	80				100		
	6	1310	1.71	4	2900	434	80				100		
BKJ66-11№4.5	1	1270	4.39	8	2900	514	80	956	540		129	2000	
	2	1450	4.15	8	2900	514	80				129		
	3	1660	3.82	8	2900	514	80				129		
	4	1820	3.43	8	2900	514	80				129		
	5	1850	3.17	8	2900	514	80				129		
	6	1840	2.85	8	2900	514	80				129		

注：该厂系列产品还有№3.2, №.5, №.5.6, №.6.3, №.7.1, №.8, №.9

JK55系列局扇型号及主要技术性能

表附-1-137

型 号	全 压 (Pa)	风 压 (m³/s)	电机功率 (kW)	转 数 (r/min)	风筒直径 (mm)	送风距离 (m)	外 形 尺 寸 (mm)			重 量 (kg)	参考价格 (元)	制造厂家
							机 宽	外 径	机 高			
JK55-2№3	600~1030	0.8~1.5	1.4	2860	300	80	443	380	240	45	550	白城矿山机械厂
JK55-2№3.5	800~1400	1.4~2.4	3	2860	350	150	512	422	280	65	725	
JK55-2№4	1000~1820	2.1~3.7	5.8	2920	400	200	600	484	320	100	943	
JK55-2№4.5	1300~2320	3.0~5.2	10.5	2920	450	300	680	540	360	140	1260	
JK55-1№4.5	1100~1430	3.2~4.8	6	2920	450	100	480	540	360	100	800	
JK55-1№5	1350~1760	4.2~6.6	10.1	2920	500	200	535	600	400	135	1052	

喷雾器型号及主要技术性能

表附-1-138

型 号	材 料	出水口径 (mm)	接头管径 (mm)	水 压 (MPa)	耗水量 (L/min)	喷射面积 最大直径 (m)	作用长度 (m)	射 程 (m)	张开角 (°)	喷粒粒度 (μm)	外形尺寸		重 量 (g)	参考价格 (元)	制 造 厂
											最大直径 (mm)	长 度 (mm)			
武全-4型	尼龙	2.5	12.5	0.3	1.49	2	1.5	1.0	98	100~200	30	30	9.5	1.00	北京冶金安全 全仪器厂、武 汉安全技术研 究所
同 上	尼龙		12.5	0.5	1.96	2	1.7	1.2	103		30	30	9.5	1.00	
同 上	尼龙	3	12.5	0.3	1.67	2	1.6	1.3	102	150~200	30	30	9.5	1.00	
同 上	尼龙		12.5	0.5	2.11	2	1.8	1.3	110		30	30	9.5	1.00	
同 上	尼龙	3.5	12.5	0.3	1.9	2	1.7	1.2	106	150~200	30	30	9.5	1.00	
同 上	尼龙		12.5	0.5	2.43	2	1.8	1.3	114		30	30	9.5	1.00	

附1.10.2 安全、通风防尘仪表

1. 氧气呼吸及其检验仪

氧气呼吸器型号及主要技术性能

表附-1-139

型 号	氧气贮气量 (L)	定量供氧量 (L/h)	有效使用时间 (h)	外 型 尺 寸 (mm)	重量 (不包括吸 收剂、氧气) (kg)	参考价格 (元)	制 造 厂
AHG-2型氧气呼吸器	200	1.1~1.3	2	345×340×190	7	360	重庆、抚顺煤矿安全仪器厂
AHG-3型氧气呼吸器	280	1.3	3	390×330×120	<10	530	重庆煤矿安全仪器厂
AHG-4型氧气呼吸器	400	1.1~1.3	4	415×385×195	10	480	重庆煤矿安全仪器厂

氧气呼吸器检验仪性能参数表

表附-1-140

型 号	压力测量范围 (Pa)	精 度 (级)	流量测量范围 (L/min)		测量比	手摇泵供流量 (40次/min 往复) (L/min)	定量供气流量 (L/min)	重 量 (kg)	外形尺寸 (mm)	参考价格 (元)	制 造 厂
			大流量计	小流量计							
AJH-3型	1000+1250	2.5	100	2	1:10	12	0~60		360×210×190	520	重庆煤矿安全仪器厂

2. 氧气充填泵、输氧器及氧气检定器

氧气充填泵主要技术性能

表附-1-141

型 号	吸入条件下 排气量 (L/min)	最大排气 压力 (MPa)	级 数 (级)	最 大 压缩比	曲轴转速 (r/min)	电机型号功率 (kW)	外形尺寸 (mm)	重 量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 厂
ABD-230氧气充填泵	4	22.0	1	4	440	JCD32-4, 1.1kW	665×565×430	80	2180	抚顺煤矿安全仪器厂

输氧器型号及主要技术性能

表附-1-142

型 号	输 氧 流 量 (L/min)	氧气瓶最大充气力 (MPa)	用 途	参 考 价 格 (元)	制 造 厂	备 注
ASY-1型输氧器	1±0.15	20.0	用于心脏病, 有害气体 中毒等, 头胸部外伤引起 的呼吸窘迫综合症	120	抚顺煤矿安全仪器厂	该仪器为袖珍式, 便于 随身携带, 输氧附件仅鼻 塞, 没有呼吸阀贮气囊等
ASY-2型简易输氧器	1±0.15	20.0		70		

氧气检定器主要技术性能

表附-1-143

型 号	测量范围含氧量 (%)	测 量 误 差 (%)	外 形 尺 寸 (mm)	重 量 (kg)	参 考 价 格 (元)	制 造 厂
A1Y-1型氧气检定器	6~25	±1%	125×60×40	500	250	抚顺煤矿安全仪器厂

氧气瓶规格用途

表附-1-144

名 称	规 格	单 位	单 价 (元)	用 途	生 产 单 位
氧 气 瓶	容量 1 L, 压力 20 MPa	台	46	与 AHG-2 型氧气呼吸器和 ASZ-30 型自动苏生器配套使用	抚顺煤矿安全仪器厂
氧 气 瓶	容量 2 L, 压力 30 MPa	台	40	与 AHG-4 和 AHG-3 型氧气呼吸器配套使用	抚顺煤矿安全仪器厂

3. 一氧化碳检定器及多种气体检定器

一氧化碳检定器主要技术性能

表附-1-145

型 号	测 定 范 围	外 形 尺 寸 (木匣尺寸)	重 量 (不包括木匣)	参 考 价 格	制 造 厂
	一氧化碳浓度(%)或mg/L	mm	kg	元	
AQY-50型	0.0016~0.144或0.02~1.8	240×145×85	0.6	76	重庆煤矿安全仪器厂

多种气体检定器主要技术性能

表附-1-146

型 号	用 途	主要技术特征	一次动作吸气体积 (mL)	外 形 尺 寸 (mm)	重 量 (kg)	参考价格 (元)	生 产 厂
DQJD-1	测定CO, H ₂ S, CO ₂	用C ₁ D型检定管0.0005~0.01% 用C ₁ Z型检定管0.005~0.1% 用C ₁ G型检定管0.05~1% 用C ₂ G型检定管0.05~1% 用S ₁ D型检定管0.005~0.01%	50±1.5	120×60×40	0.35	15.00	西安煤矿仪表厂

4. 隔离式自救器及自动苏生器

隔离式自救器型号及主要技术性能

表附-1-147

型 号	适用在空气中的使用条件		中等体力劳动使用时间 (min)	静坐使用时间 (h)	外形尺寸 (mm)	重 量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 厂
	CO ₂ 浓度%	O ₂ 含量%						
AZG-40型隔离式自救器	<2	>21	>40	2.5~3	235×190×95	2	70	抚顺煤矿安全仪器厂
AZG-45型隔离式自救器	<2	>21	45		235×105×270	3	100	重庆煤矿安全仪器厂

自动苏生器主要技术性能

表附-1-148

型 号	工作压力 (MPa)	自动肺换气量调整范围 (L/min)	自主呼吸供气量 (L/min)	吸痰最大负压 (MPa)	外形尺寸 (mm)	重 量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 厂
ASZ-30型自动苏生器	20	12~25	>15 (氧80%)	>5999.4	335×245×140	6.5	500	抚顺煤矿安全仪器厂 重庆煤矿安全仪器厂

5. 粉尘采样器及测尘仪表

粉尘采样器型号及主要技术性能

表附-1-149

型 号	采样头过滤面积 (cm ²)		采 样 公称流量 (L/min)	吸 气 泵 形 式	吸 气 泵 工 作 电压/电流 (V/mA)	电 源 及 使 用 次 数	连续工作时间 (h)	外形尺寸 (mm)	重 量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 厂
	大采样头	小采样头									
MBG-Z型个体采样器	19.35	19.42	1	电磁吸 气泵	1/65	2号镉镍电池 四节, 使用200次 高能碱性电池, 交流: 220、110、 36V	8小时自动计时	122×93×44	0.6	455	北京冶金安全 仪器厂
MBC-Z型长周期采样器	19.35	19.42	1		1/65		12小时自动计时	122×93×44	0.6	320	
武安-76型粉尘采样器			35±2		抽气机 24/≤0.5			提 式	8	495	
84型粉尘采样器											

测尘仪型号及主要技术性能

表附-1-150

型 号	计量方式	电 源	挡 次	测量范围 (mg/m ³)	采样体积 (m ³)	浓 度 (mg/m ³)	相对误差 (%)	一次测量 时 间 (min)	外形尺寸 (mm)	重 量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 厂
WAR-200型粉 尘连续自动监测仪	数字显示 纸带打印	交 流 220V	1	30~500	12	150	±10	20~150	420×37×140	20	9500	北京冶金安全仪器厂
			2	600~1000	6	300	±5					
			3	120~2000	3	500	±3					
			4	240~4000	1.5							
			5	130~3000	0.75							

续 表

型 号	计量方式	电 源	挡 次	测量范围 (mg/m ³)	采样体积 (m ³)	浓 度 (mg/m ³)	相对误差 (%)	一次测量 时 间 (min)	外形尺寸 (mm)	重 量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 厂
WBR-3型快速 测尘器	数字显示	交 流 220V	1	0.5~15	0.48	0.5	10.3	6~20		10.5	2450	北京冶金安全仪器厂
			2	2~30	0.24	2	5.2					
			3	4~60	0.12	4	5.3					
			4	80~120	0.06	8	5.3					
			5	16~240	0.03	16	5.3					
				极限400		极限400						
MY-Z粉尘测定仪				最大流速0.8~1 L/min				600	125×95×44	0.7	445	马鞍山矿山研究院

6. 风速表及风表校验仪、综合观测仪

风速表型号及主要技术性能

表附-1-151

型 号	测量范围 (m/min)	起动风速 (m/min)	订 正 值 (m/min)	外形尺寸 (mm)	重 量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 厂	备 注
DFA-3型微速风表	10~300	12	$\pm 0.2 + 0.02 \times \text{风速}$	$\phi 70 \times 39$		155	鞍山市光学仪表厂	测巷道平均风速
DFA-2型中速风表	60~600	30	$\pm 0.5 + 0.02 \times \text{风速}$	$\phi 70 \times 39$		150	鞍山市光学仪表厂	同 上
DFA-4型高速风表	60~1500	48	$\pm 0.8 + 0.05 \times \text{风速}$	$\phi 70 \times 39$		175	鞍山市光学仪表厂	同 上
EM9 型中速风表	30~600	18	不大于0.4m/s	120×108×43	0.6	180	天津市气象海洋仪器厂	同 上
AFC-121型中速风表	30~720	30		$\phi 80 \times 95$		220	重庆煤矿安全仪器厂	

风表校验仪型号及主要技术性能

表附-1-152

型 号	风 速	工作段流速范围 (m/s)	测量段流速范围 (m/s)	外形尺寸 (mm)	参考价格 (元)	制 造 厂
SFY-I 型	检定各类型风速表	0~12	0~40	2900×760×1400	21500	鞍山市光学仪器厂

轻便综合观测仪主要技术性能

表附-1-153

型 号	适用条件	DEM, 风压式轻便风向风速表					空盒气压表	DHMJ-1型手摇干湿表				换算表		综合观测仪		参考价格 (元)	制 造 厂
		风向 测量范围	风速测 量范围 (m/s)	风 速 灵敏度 (m/s)	仪器重 (kg)	外形尺寸 (mm)		温度测 量范围 (°)	湿度测 量范围 (%)	仪器重 (kg)	外形尺寸 (mm)	气压换 算范围 (mm)	外形尺寸 (mm)	仪器 重量 (kg)	使用温度 (°)		
DZM2-1	流动观察风向、 风速、气压、湿 度、湿度	16个 方位	1~20	1	0.65	300×85 ×60	DM ₁	-35~ +45	10~100	0.15	420×130	380× 1950	150×120	5	-10~ +10	500	长春气象仪器厂

7. 气压表

空盒气压表型号及主要技术性能

表附-1-154

型 号	用 途	测量范围 (kPa)	仪器精度 (kPa)	测量误差	使用温度 (°)	外形尺寸 (mm)	重 量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 厂
DYM ₁	固定或移动测量气压	500~800 79.8~106.4	±1.5		10~140	φ156×115	1.5	160	长春气象仪器厂

槽式水银气压表型号及主要技术性能

表附-1-155

名 称 型 号	用 途	测量范围 (mb)	精 度 (mb)	使用温度 (°C)	外 形 尺 寸 (mm)	重 量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 厂
动槽水银气压表DYM ₁	测量大气压力	810~1070	±0.4	-15~+45	φ64×1070	5	355	长春气象仪器厂
标准水银气压表DYB ₁	校准压力表及测气压	580~1070	±0.3	-15~+45	1190×210×120	5	700	
双管水银气压表DYB ₁	同 上	0~1070	±0.3	-15~+45	φ64×(1137~1175)		700	
定槽水银气压表DYM ₁	测 气 压	810~1070	±0.5	-15~+45	940×70×70	2	330	

补偿式微压计主要技术性能

表附-1-156

型 号	用 途	测量范围 (Pa)	精 度 (Pa)	允许工作温度 (℃)	外形尺寸 (mm)	重 量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 厂
YJB-150	测微小压力, 负压及压力差, 也可校准其它压力计	0~150	1.2	20±5	φ226×322	5.5	540	上海气象仪器厂

精密气压计型号及主要技术性能

表附-1-157

型 号	压 差 测 量		气 压 测 量		显示方式	工作电源电压 (V)	耗 电 (W)	重 量 (kg)	外形尺寸 (mm)	参考价格 (元)	制 造 厂
	范 围 (Pa)	误 差 (Pa)	范 围 (MPa)	误 差 (MPa)							
WBQ-I型	0~±2500		950~1050	±0.5	表头显示	DC22~30	1.5	4	240×195×170	1500	北京冶金安全仪器厂
	0~250	±0.3									
WBQ-II型	250~1000	±0.7	950~1050	±0.5	数字显示	DC13~18	2.5	3.5	260×210×165	1800	北京冶金安全仪器厂
	1000~2500	±3									

8. 光电分析天平、通风除尘试验仪器及地压测定仪

光电分析天平型号及主要技术性能

表附-1-158

型 号	最大荷载 (mg)	最 小 分度值 (mg)	相对精度	机械加码范围 (mg)	光学读数范围		盘直径	盘架高度 (mm)	外形尺寸 (mm)	变 压 器	净 重 (kg)	参考价格 (元)	制 造 厂
					微分克 度全量 (mg)	每小格 刻度值 (mg)							
TG-328-A	200	0.1		全 部	10	0.1	75	150	420×370×500	6~8V/220, 110V	15	500	武汉天平仪器厂
TG-328-B	200	0.1	5×10 ⁻⁴	10~990	10	0.1	75	150	420×370×500	6~8V/220, 110V	15	450	同 上
TG-328	200	0.1		10~990	10	0.1	75	150	390×300×400		9	525	山东威海天平仪器厂
65A-3	200	0.1		10~990	10	0.1	74	150	450×420×520	6~8V/110~220V	17	500	广州天平仪器厂

通风除尘试验仪器型号及技术参数

表附-1-159

名称及型号	技术性能	重量(kg)	参考价格(元)	制造厂	备注
生物显微镜2XC ₂ 型	600~1000倍 220V 2.2kW		1300	上海光学仪器厂、 昆明光学仪器厂	
电热恒温干燥箱601型	60~300℃		315	大连第四仪表厂	
1902型气体分析器	光径100mm, 220V, 50Hz, 18W	3.5	200	上海玻璃仪器商店	此店经销
光电比色计581-G			323	上海华光仪器仪表厂	北科, GBS $\frac{A}{B}$ 型 738.5元
磁 坩 埚	25~30mL		0.19		上海工业陶瓷商店经销
血球分类计数器			80	上海医疗器材商店	

地压测定仪型号及主要技术参数

表附-1-160

仪器设备名称	型 号	仪器特征及规格	功 能	单 价 (元/台)	生产厂家
多通道无线电地音仪	WD-2	1. 可同时测定四个测点 2. 一个测点拾展作用范围, 一般为5m半径内 3. 接收作用距离, 40m	用于矿井采场、圈定巷道松石冒落位置和预报松石冒落	5500	冶金部安全技术研究所
无线电地音仪	WD ₄ -1	本仪器是四通便携便携式矿用安全监测仪器, 可同时监测四个测点, 采用无线电传输信息, 数字显示监测结果, 传感器安装在岩体表面, 不需作任何工程	主要用于矿井采场、巷道等工作面圈定、预报松石隐患的大致位置和冒落时间, 避免人员伤亡和设备损坏, 亦可用于矿山危险区域岩体稳定性的评价和大面积地压活动的检测		冶金部安全技术研究所
岩体声发射监测仪 (又名多参数地音仪)	YSS	是一种多参数便携式矿用地压安全监测仪器, 可同时检测岩体频率、幅度分布及能率质参数, 整机由探头、主机及充电器组成, 检测结果采用数字显示, 自带电源, 主机外形尺寸为250×90×170mm, 重量3.5kg	用于评价岩体稳定程度、圈定高应力区, 监测井下构筑物安全状态, 预测岩体大范围地压活动, 局部冒落和冲击地压等, 并可对预防或处理地压灾害所用措施的有效性进行评价	3480	冶金部安全技术研究所
光弹性单向应力计	GDY	用光学灵敏材料环氧树脂薄片制成, 3~6mm, 宽, 10mm, 长, 40~80mm, 灵敏度: 6~40微应变/mm (根据测量应变范围选取) 读数精度: 1mm, 防爆防潮, 无需二次仪表, 可供长期连续测量, 亦可用于卸载测量	测量回采工作面或巷道支架受力状态及载荷, 测量喷锚砌体或巷道表面受力状态		冶金部安全技术研究所

续表

仪器设备名称	型 号	仪器特征及规格	功 能	单 价 (元/台)	生产厂家	备 注
顶板沉降记录仪	ADL-2.5	一次测量限度:不带自动记录器,80mm;带自动记录器,40~10mm。 重量6.4kg	测量巷道顶板下沉量,如安装自动记录器,则可以自动记录一日或一周内顶板沉降值	150	抚顺煤矿安全仪器厂	仪器自动记录仪器重64kg,参考价250元
顶板压力计	JO-45			168	抚顺煤矿安全仪器厂	

附1.11 炸药加工厂设备

附1.11.1 炸药加工设备

1. 硝酸铵破碎机及轮碾机

硝酸铵破碎机型号及主要技术性能

表附-1-161

型 号	生产能力 (t/h)	入料口 尺 寸 (mm)	出 料 粒 度 (mm)	电 动 机			重 量 (kg)	外形尺寸 长×宽×高 (mm)	参考 价格 (元)	生产厂或供图 单 位
				型 号	功率 (kW)	转 数 (r/min)				
锤式破碎机	10~12	700×550	<30	LJB22-8	11	725	1761	2170×1104×2317	8140	长沙鞍山北京等冶金矿山设计研究院
二辊凸轮 破碎机	2.3	300×250		BJO ₁ -61-6	10	1000	554		2712	长沙鞍山北京等冶金矿山设计研究院供图
φ500×400反 击式破碎机	4~8	100	0~20	JO ₁ -52-6	7.5	960	1350	1425×1570×1010	4000	海门矿山机械厂
φ300离心式 粉碎机	150~300 kg/h	10	0.028	Y160h-2	18.5	2930	554	1360×572×654	2900	温州矿山机械厂
φ300圆盘给 料器	3m ³ /h	10	10	JO ₁ -11-4	0.6	1380	92	725×540×897	850	温州矿山机械厂
φ400×250双 光辊破碎机	5~10	20~32	2~8	JO ₁ -61-6	10	970	1100	1430×1436×816	5000	海门矿山机械厂
2PGC450× 500双齿辊破 碎机	20~55	100~200	25~0~ 100~0	IJB21-8	8~11	725	2820	2200×2206×766	22000	长沙鞍山北京等冶金矿山设计研究院

表附-1-162

轮碾机型号及主要技术性能

技 术 性 能	φ2100	φ1600
台班生产能力 (t)	0.8~0.15	1650
碾盘直径 (mm)	2100	2000
碾轮转速 (r/min)	21.8	2~3
碾轮压力 (kg/cm ²)	2~3	
碾气管直径 (mm)	φ32 (回水管φ32)	
耗热量 (CJ/h)	2093 × 10 ⁴ ~ 2931 × 10 ⁴	12560 × 10 ⁴ ~ 16747 × 10 ⁴
电动机型号	J062-14	JO ₂ -42-6
功率 (kW)	18	
转速 (r/min)	1460	
减速机型号	PM350-D-I	ZL25-S-I
减速机比	15.75	
总重量 (kg)	6500	2365
参考价格 (元)	30000	
制 造 厂	长沙、鞍山、北京等矿山设计研究院供图	同 左

表附-1-163

凉药机主要技术性能

生 产 能 力 (kg/h)	冷 却 盘 直 径 (mm)	冷 却 盘 层 数	药 温 降 (℃)	主 轴 转 速 (r/min)	电 动 机		减速机型号及速比	重量 (kg)	参考价格 (元)	制造厂或供图单位
					型 号	功率 (kW)	转 数 (r/min)			
2000	3400	单层	30°(60°~30°)	8.5	IJB11-4	8	1450	ZQ400-I-22 i=40.17	5500	20000
1400	3400	2	30°(60°~30°)	10.7	IJB11-4	8	1470	PM400-I-2 51.5	5510	20000

2. 凉 药 机

长沙、鞍山、北京等矿山设计研究院

表附-1-164

梨沙炸药冷却搅拌机主要技术性能

配反罐容量 (L)	容 量 (L)	内 径 (mm)	内 高 (mm)	交层间距 (mm)	搅拌电动机 (防爆型)		重 量 (kg)	参考价格 (元)	生产厂及供图单位及图号
					功率 (kW)	转速 (r/min)			
500	911	1250	730	100	JB-31-S, 4.3	760	池 3683		冷却池——长沙、鞍山、北京等矿山设计研究院 电机——山西防爆电机厂
1500	2100	1600	800	100	.0	760	电机 100 减速机 240		

3. 筛药机及木屑分筛机

表附-1-165

筛药机主要技术性能

筛 孔 (mm)	生产能力 (t/min)	电 动 机		减速机型号及速比	外形尺寸 (mm)	重量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 图 号
		型 号	功率 (kW)	转 速 (r/min)				
1.5 × 1.5	85.8	JB522-4	1.5	1430	JZQ-250-I-2Z i = 40.17	840	2688	长沙、鞍山、北京等矿山设计研究院供图
1.5 × 1.5	30.4	BJO-42.5	1.5	357	PM-50-TV-I	854		长沙、鞍山、北京等矿山设计研究院供图

表附-1-166

木屑筛分机主要技术性能

筛面尺寸 (mm)	筛 孔 (mm)	生产能力 (kg/h)	电动机型号	功 率 (kW)	减速机型号及速比	振动次数 (次/min)	外形尺寸 (mm)	重 量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 图 号
1800 × 700	5	300	JO-32-6	2.2	2D1D-10-1 i = 5.6	170		355.5		长沙、鞍山、北京等矿山设计研究院供图

4. 反应罐及搅拌罐

反应罐技术性能表 (一)

项 目	50(L)	100(L)	300(L)	500(L)	1000(L)
公称容积 (kg)	50(50)	100(100)	(300)	500(500)	1000(1000)
罐体型式	K(K)	K(K)	(K)	K(K)	K(K)
罐内工作压力 ($\times 0.1\text{MPa}$)	2.5(2.0)	2.5(2.0)	(2.0)	2.5(2.0)	2.5(2.0)
夹套内工作压力 ($\times 0.1\text{MPa}$)	6.0(6.0)	6.0(6.0)	(6.0)	6.0(6.0)	6.0(6.0)
防腐措施	搪瓷(搪玻璃)	搪瓷(搪玻璃)	(搪玻璃)	搪瓷(搪玻璃)	搪瓷(搪玻璃)
工作温度 ($^{\circ}\text{C}$)	-15~240(-30~250)	-30~270(-30~250)	(-30~250)	-30~270(-30~250)	-30~270(-30~250)
电动机 (防爆)	1.1	1.1	(1.1)	2.8	4.2
配套减速机	(A100-380)	(A100-380)	(A100-443)	(A120-530)	(A150-630)
重量 (kg)	350	480		1300	1800
参考价格 (元)	2400	1880	(2950)	6800(3720)	8000(6120)
制造厂	(1) (2)	(1) (2)	(1) (2)	(1) (2)	(1) (2)

注: (1) 价格不包括减速机价格。

(2) 制造厂(1)、(2)分别代表北京化工设备厂和长春市搪瓷厂。

(3) 括弧内的数字代表搪玻璃罐体的技术性能。

反应罐型号及主要技术性能 (二)

表附-1-167 (2)

技 术 性 能	公 称 容 积 (L)									
	K式50	K式100	K式200	K式300	K式500	K式1000	K式1500	K式2000	K式3000	
工作压力 ($\times 0.1\text{MPa}$)	2~4	2~4	2~4	2~4	2~4	2~4	2~4	2~4	2~4	
夹套工作压力 ($\times 0.1\text{MPa}$)	6	6	6	6	6	6	6	6	6	
工作温度 ($^{\circ}\text{C}$)	-15~240	-30~270	-30~270	-30~270	-30~270	-30~270	-30~270	-30~270	-30~270	
减速机型号	BLD 0.8~1	BLD 0.8~1	BLD 1.1~1	BLD 3~3	BLD 3~3	BLD 4~3	BLD 4~3	BLD 4~3	BLD 5.5~3	
电动机功率 (mm)	0.8	0.8	1.1	3	3	4	4	4	5.5	
设备外形	$\phi 600 \times 1900$	$\phi 700 \times 2000$	$\phi 800 \times 2300$	$\phi 900 \times 2600$	$\phi 1000 \times 2700$	$\phi 1300 \times 2800$	$\phi 1450 \times 3100$	$\phi 1550 \times 3400$	$\phi 1700 \times 3500$	
设备重量 (kg)	450	550	800	1000	1300	1800	2200	2700	3200	
参考价格 (元)	2400				6000	8000			13000	

生产厂: 沈阳制药机械厂、上海工业搪瓷厂

乳化罐型号及主要技术性能

表附-1-168

项 目		EL-RQ型	RJ81-0200	RQ型乳化器	DN-GR型
设备容积 (m³)		0.527	0.21	0.1	0.5
每次投料量 (kg)		500	200	50~100	500
传热面积 (m²)		2.86	约 1.3	约 0.7	2.5
热量消耗(×4.2kJ/h)		约 50000	约 20000	约 10000	约 50000
工作 压力	容器内 (×0.1MPa)	<5	常 压	<5	<3
	夹套内 (×0.1MPa)	<3	<3	<6	<5
搅拌桨形式		复 合 式	漏 轮 式	双浆螺旋式	三层漏轮式
搅拌桨最大线速度		12.4m/s		120~1250 (r/min)	120~1100 (r/min)
搅拌桨有效作用面积 (m²)		0.26			
电机功率(kW)		13	10	调速电机6.5	JZT62-4I17
下料方式		压气出料	倾侧式出料	压气出料	压气出料
工作 温度	容器内 ℃		60~100		75~95
	夹套内 ℃		130		109
设备重量 (t)		约 0.8	约 0.57		1.2
研制单位		北京矿冶研究总院	长沙矿山研究院	马鞍山矿山研究院	南昌有色冶金设计 研究院

混拌罐主要技术性能(乳化炸药)

表附-1-169

项 目		EL-LN	ZL-WE	RJ81-03	CQ型	DN-GJ
容 积 (m³)		0.728		0.24	100 L	0.7
每次混料最大重量 (kg)		500	40~50		50	500
搅拌桨形式		复合犁式	螺旋叶式	复 合 式	三层漏轮式	复 合 式
搅拌桨最大线速度 (m/s)		4.2	1.1			50(r/min) 主 轴 40(r/min) 副 轴
工作 压力	容器内	常 压		常 压	常 压	常 压
	夹套内 (×0.1MPa)	<3			通冷却水	通冷却水
耗水量(t/h)					0.4	2.7
电机 功率	主电机 (kW)	8.3	2.2	10	2.2	13
	副电机 (kW)			1.5		1.1
出料方式		底部放料	卧式搅拌倾斜 出料倾斜角113°	升降复位搅拌 器与罐体分开	底部放料	倾斜出料
容积传热面积(m²)		3.52				
设备重量(kg)		1200	250	980		1000
研制单位		北京矿冶研究总院		长沙矿山研究院	马鞍山矿山研究院	南昌设计院

附1.11.2 炸药包装设备

1. 炸药包装机及输料机

药包包装机主要技术性能

表附-1-170

药包直径 (mm)	药包重量 (g)	电 动 机			生产能力 (个/min)	外形尺寸 (mm)	重量 (kg)	参考价格 (元)	制 造 图 号
		型 号	功 率 (kW)	转 速 (r/min)					
35	150	IJB-10-6	3.8	985	2400kg/台班 两装药管	3000×1380×2450	1184	5000	长沙、鞍山、北京等 矿山设计研究院供图
32~35			1.6×2				1480		长沙、鞍山、北京等 矿山设计研究院供图

输料机主要技术性能

表附-1-171

名称及型号	长度 (m)	宽度 (mm)	电 动 机		减速机	重量 (kg)	参考价格 (元)	生 产 厂
			型 号	功率 (kW)				
TD75 固定型式输送机	13.4	500	JO ₂ -100S-4	2.2	ZQ35	1400	6625	自贡运输机械厂
TD75 型固定式输送机	125.75	500	JO ₂ -112L-4	5.5	ZQ40	9025	24544	北京运输机械厂 鹤岗起重运输机械厂 上海起重运输机械厂

2. 纸筒机及切纸机

纸筒机技术性能

表附-1-172

技 术 性 能			MH34T-3
生产能力	(个/h)		7260
制筒直径	(mm)		35(32)
制筒成品率	(%)		79.9
主轴转数	(r/min)		121
电动机型号			JO32-4
功 率	(kW)		3
转 数	(r/min)		1430
外形尺寸	(mm)		1370×1030×1160
重 量	(kg)		836
参考价格	(元)		6000
制造厂家			长沙、鞍山、北京等矿山设计研究院供图

切纸机型号及主要技术性能

表附-1-173

技术性能	型 号				
	QZH ₁ -A (PC-49)	QZH ₁ -1B (PC-49B)	QZY1300	QZY920	QZ-104
最大切纸宽度 (mm)	1250	1250	1300	920	1300
切纸长度 (mm)	25~1250	25~1250	30~1300	920	1300
最大切纸高度 (mm)	125	125	145	120	130
切纸速度 (次/min)	32~34	32~34	25~30	45	36
主电机型号	JO ₁	JO ₁	JO ₁	JO ₁	Y112M-4
功率 (kW)	4.5	4.5	5.5	3	4
转速 (r/min)	1440	1440	1450		1420
推纸电机 (W)	250	250	370	250	370
风机 (W)	—	550	550	550	550
压纸力 (kN)			40	2~30	30
操作方式	电 动	电 动	电 动	电 动	电 动
外形尺寸(长×宽×高) (mm)	2450×2200×1540	2450×2200×1540	2840×2740×1930	2280×1780×1770	2600×2800×1780
重 量 (kg)	3000	3000	4000	1700	3200
参考价格 (元)	10400	13000	21840	15080	17000
制 造 厂	长春印刷机械厂	同 左	同 左	同 左	上海切纸机厂 QZ103手动, 10800元/台

附1.11.3 炸药、爆破器材检验仪器及其他设备

炸药化验及爆破器材试验仪器性能及用途

表附-1-174

型号及名称	用 途 及 性 能	参考价格 (元)	生产厂家
CS69-OZ型水份快速测定仪	测定炸药中游离水分, 最大称量10g, 分度值5mm	416	①
2XA-Ⅱ生物显微镜 (XSZ-104)	载物台130×135mm, 聚光镜孔径1.3mm, 滤色片直径3mm, 放大倍数100~160	750	② ③
2XC ₁ 生物显微镜	载物台76×50mm, 放大倍数50~1600	1300	②
581-G光电比色计	快速比色分析, 灵敏度0.5%	523	④ ⑤ ⑥
GBS-1型光电比色计	线性误差1.5~3%	700	⑦ ⑧
SC202-O型恒温干燥箱	0~300℃误差1℃	280	⑨
601-J型电热恒温干燥箱	0~300℃误差1℃	400	⑩
SHBS-A型数字式爆速仪	只测导爆索、导爆管、雷管, 误差2%	795	⑪
发爆器MFB-50	一次起爆50发电雷管, 电压峰值900~1800V	90	⑫

- ① 上海第二天平仪器厂; ② 上海光学仪器厂; ③ 宁波光学仪器厂; ④ 上海光华仪器仪表厂;
 ⑤ 厦门分析仪器厂; ⑥ 北京科学仪器厂; ⑦ 北京环境保护仪器厂; ⑧ 南通县实验电器厂;
 ⑨ 大连第四仪表厂; ⑩ 营口市电子研究所; ⑪ 常州煤矿电器厂。

附录-1-175

分析天平型号及主要技术性能

技 术 性 能	TG928A 分析天平	KS-016A上皿 式快速天平	TG-528B 分析天平	TG-328B 光学分析天平	MD2K-1 上皿式电子天平	WD100-1上皿 式电子天平	TG 6280
最大称量 (g)	200	200	200	200	200	100	200
分度值 (mg)	10	10	0.4	0.1			1
刻度盘读数范围 (g)					0~2000	0~100	
数字显示范围 (g)					0.1	0.0015	3mg
误差范围 (g)					5	5	
稳定时间 (S)					8, 4, 2, 1	8, 4, 2, 1	
秤量讯号输出、编码					220V, 30W	200V, 15W	
电源电压 (V)	80	110	75	220	155	75	75
称盘直径 (mm)			0.2~10	0.1~10	100	7	1
称量值 (mg)	5×10^{-6}	5×10^{-6}	2×10^{-6}	5×10^{-7} (武汉)			
读数精度 (mg)				10~990			
机械加码范围 (mg)	390×210×370	340×220×240	380×325×485	440×400×500	355×200×172	204×345×338	390×265×485
外形尺寸 (mm)			11.5	15	11	10.6	12
重量 (kg)	5	1000	256	400	3000		240
参考价格 (元)			上海天平仪器厂 广州天平仪器厂 (65A-8)	同 左 武汉天平仪器厂 广州天平仪器厂	同 左 (65A~8型)	同 左	武汉天平仪器厂
制 造 厂	上海第二天平仪器厂						

附录-1-176

炸药加工及其它设备及仪器的性能和用途

名称及型号	性能及用途	重量 (kg)	参考价格 (元)	生产厂家
J-108A 高频单头热合机	塑料袋封口、修补、热合面积25cm ²		1500	天津永革热合机厂
J,-520型热合机	塑料袋封口、修补、热合	70	610	泸州市东风塑料封口机厂
化 肥 桶	加热 (蒸汽) 10000 41868000 J	502	280	长沙、鞍山、北京等冶金矿山设计研究院供图
木粉烘干机	加热 (蒸汽) 2000 83736000 J	100	1325	同上
卷纸筒台	500 × 2000 mm	100	210	同上
筒药装药台	500 × 2000 mm	100	210	同上
贮 料 斗		76	自制	同上
单侧弹式卸料装置		264	106	同上
料 槽		67	80	同上
单侧弹式卸料器漏斗		339	136	同上
柴油计量桶		26	30	同上
DSH-3 地上衡	秤3000kg 精度 1/1000	616	2400	长沙衡器厂 (沈阳衡器厂、南京衡器厂)
TGT-500 台秤	秤500kg		110(95)	南京衡器厂、沈阳人民衡器厂
磅秤计量秤LK50-1型	秤50kg, 计量能力, 7.5~15t/h	400	3500	沈阳衡器厂
500立升反应罐	搅拌机1.74kW	1300	5000	长泰化工设备厂、北京化工设备厂
50立升反应罐	搅拌机1.74kW	350	2500	同上
GP-1.2型高频单头式热合机	可热合不同形状的塑料制品, 热合面积50cm ²		1800	天津永革热合机厂

附录2 采 矿 常 用 材 料

责任编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

编 写 人 李斯基

附2.1 常 用 标 准 代 号

常 用 标 准 代 号		表附-2-1
现 行 代 号	含 义	部 门
GB	国家标准	
GBJ		
CH	国家标准 (工程建设方面)	
DZ		
GN		
HGO~7		
JB	机电, 仪表方面	
JC		
JJG	计量检定规程	
JT		
JZ		
KY		
LY		
MT		
QB		
SD		
SG	原中央手工业管理局代号	
SY		
TB		
WB		
WJ		
YB		

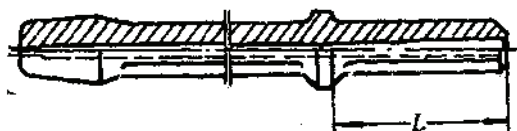
附2.2 常 用 材 料

附2.2.1 雷 岩 材 料

1. 钎杆及钎钢

1) 中空六角形钎杆 (YB2003—78)

中空六角形钎杆有B₂₂及B₂₅两种规格, 采用ZK55SiMnMo钢号制成, 其主要尺寸见图附-2-1及表附-2-2。



图附-2-1 中空六角形钎杆

中空六角形钎杆主要尺寸

表附-2-2

内 切 圆 直 径 (mm)	钎 尾 长 L (mm)	通 常 交 货 长 度 (mm)
22	108	1600
		1800
		2000
		2200
25	108	2400
	159	2600

生产厂家: 贵阳钢厂等

2) 中空圆形钎杆 (YB2004-78)

中空圆形钎杆有D₃₂及D₃₈两种规格, 采用ZK35SiMnMoV钢号制成, 其主要尺寸见图附-2-2及表附-2-3。

中空圆形钎杆主要尺寸

表附-2-3

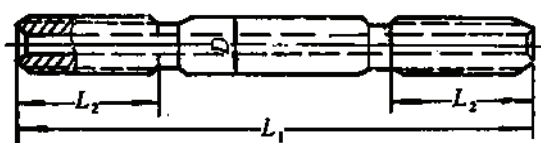
名 称	制钎原料	D (mm)	L ₁ (mm)	L ₂ (mm)	螺旋方向
中空圆形钎杆	热轧中空圆钢	32	1000	80	左
			1200		
			1400		
		38	1200	90	
	冷拉中空圆钢	32	1000	80	左
			1200		
			1400		
		38	1200	90	

生产厂家: 贵阳钢厂等

3) 中空钢 (GB1301—77)

(1) 中空钢规格与凿岩机型关系如表附-2-4。

(2) 中空钢长度: 通常长度2~6m。



图附-2-2 中空圆形杆

中空钢规格及其与凿岩机型的关系

表附-2-4

名 称	加工方法	内切圆直径或外径 (mm)	内孔直径 (mm)	理论重量 (kg/m)	相应配套的凿岩机型别	杆尾尺寸 (mm)
中空六角钢	热 轧	B22	6.6	3.93	手持式, 气腿式, 向上式及 轻型导轨式凿岩机	22 × 108
		B25	7.0	3.95		25 × 159
中空圆钢	热 轧	D32	9.0	5.81	重型导轨式凿岩机	32 × 97
		D38	12.0	8.01		38 × 97
	冷 拉	D32	10.0	6.42		38 × 97
		D38	14.0	7.69		

(3) 中空钢牌号及其选用如表附-2-5。

中空钢牌号及其选用

表附-2-5

钢 组	牌 号	淬火后洛氏硬度HRC 不小于	铅油 涂色	制作杆杆 类 型	截 面 形状、尺寸	凿孔 深度	适 用 于 岩 石	
							f	岩石坚固性程度
碳 素 钢	ZKT8	62 (水淬)	黄	小杆杆	B22、B25	浅	6~12	较坚固、坚固
铬 钢	ZK8Cr	61 (油淬)	蓝	小杆杆	B22、B25	浅	6~12	较坚固、坚固
硅锰钼钢	ZK55SiMnMo	53 (油淬)	红	小杆杆	B22、B25	浅	6~18	较坚固、坚固、很坚固
硅锰钼钒钢	ZK35SiMnMoV	43 (油淬)	绿	大杆杆	D32、D38	中深	6~18	较坚固、坚固、很坚固

生产厂家: 昆明钢铁公司、贵阳钢厂、抚顺新抚钢厂、鄂城钢厂、涟源钢厂等

2. 硬质合金

1) 硬质合金牌号

(1) 硬质合金牌号及机械性能 (YB849—75) 如表附-2-6。

(2) 硬质合金牌号选用如表附-2-6及表附-2-7。

2) 硬质合金型号

矿山硬质合金有硬质合金片 (YB883—77) 和硬质合金齿 (GB2527—81)。

(1) 硬质合金片, 主要有K0、K1、K2和K318型, 型号选择如表附-2-8。

(2) 硬质合金齿 (GB2527—81)

硬质合金齿适用于矿山掘进和石油开采使用的牙轮钻及潜孔钻钻进。

合金齿有五种: 球形齿、楔形齿、锥球齿、边楔齿和平顶齿。各种规格见表附-2-9。

硬质合金牌号、性能及使用范围

表附-2-6

牌 号	抗弯强度 不低于 ($\times 10\text{MPa}$)	洛氏硬度 不小于 HRA	密 度 (g/cm^3)	性 能 比 较	使 用 范 围	参考价格 (元/kg)
YG4C	145	89.5	14.9~16.2	硬度和耐磨性高于YG8, 使用强度近于YG8	用于煤田地质勘探钻头, 钻进软硬交互的地层; 煤炭采掘中的手持式或支架式电钻钻头, 钻进无烟煤、坚硬和极坚硬煤层	
YG6	145	89.5	14.8~15	在矿用合金中, 硬度和耐磨性最高, 但只能承受较小的冲击荷载, 韧性较低	适于镶制煤电钻。钻进不含黄铁矿的煤层和无烟煤层; 钻进无硅化的片岩、钾盐及其他同类岩层	
YG8	150	89	14.5~14.9	韧性高于YG6 耐磨性低于YG6	适于手持式或支架式电钻钻头钻进坚硬和极坚硬煤, 无烟煤层, 及 $f=8$ 以下的软岩层	
YG8C	175	88	14.5~14.9	韧性高于YG8, 近于YG15, 耐磨性高于YG15	适于镶制各类型钎头	
YG11C	210	88.5	14~14.4	韧性高于YG8C, 近于YG15, 耐磨性优于YG15	适于镶制重型凿岩机凿坚硬岩石的片状钎头和柱状钎头, 各类牙轮钻头	合金片52~55 合金齿62~68
YG15	210	87	13.9~14.2	矿用合金中, 使用强度最好, 耐磨性则低	适于镶制各种钎头凿坚硬和极坚硬岩层	合金片52~55 合金齿62~68

生产厂家: 株洲、自贡、旅顺、南昌等硬质合金厂

根据矿山岩石条件推荐使用的硬质合金牌号

表附-2-7

岩 石	岩石硬度系数 (f)	推 荐 使 用 牌 号	
		主 要 用	可 以 用
风化花岗岩, 风化千枚岩、页岩、泥质页岩, 粉岩	2~4	YG8	YG8
石灰岩, 硅化千枚岩, 砂岩, 云母石英片岩, 砂质页岩, 板岩, 硅化泥质页岩	6~8	YG8C	YG8
花岗岩, 角闪岩, 硅质板岩, 硅化灰岩, 大理岩, 花岗岩	8~10	YG8C	
变质砂岩, 花岗岩, 闪长岩, 花岗斑岩, 磁铁矿	10~12	YG8C	YG15
砂岩, 石英岩, 致密硅化白云岩, 长石斑岩, 坚硬硅化石灰岩, 闪长岩, 片麻岩, 花岗岩	12~15	YG15	YG8C
致密硅化石灰岩, 花岗岩闪长岩, 花岗岩, 坚硬石英岩	15~18	YG11C	YG15

硬质合金片型号选择

表附-2-8

型 号	规 格	适 用 条 件
K0	K028 K038	(1) 镶制直径49mm以下侧面冲洗式一字钎头或整体钎子
	K028 K040	(2) 某些制品, 如K028~K038可用于中心冲洗式大直径钎头
	K030 K042	(3) K048和K049镶制的钎头, 适用于钎头的径向磨损大于合金片的高度磨损
	K032 K044	的高磨擦性岩层
	K034 K046	(4) 厚度8mm的合金片适用于低磨擦性中硬岩层
	K036 K049	
K1	K113 K122	(1) 建议用于十字形钎头或中心冲洗式直径为65mm的大钎头
	K115 K124	(2) 也可用于普通一字形钎头
	K117 K126	(3) 厚度8mm的合金片适用于低磨擦性中硬岩层
	K119 K128	
	K120	
K2	K208	K2型适于镶制各种形状的断续刃钎头, 如一字形, 十字形, 三翼形等, 用于易碎岩层和粉尘危害较大的矿山
	K210	
	K212	
K318		K318型合金片用于镶制一字形和十字形钎头, 钻凿多裂隙和不均匀的中硬以下岩层

注: 1. K连同其后的第一个数字表示型号;

2. K0、K1和K3后的两个数表示合金片宽度(mm), K2后两个数表示直径(mm)。

各种型号合金齿的规格

表附-2-9

球 形 齿	楔 形 齿	锥 球 齿	边 楔 齿	平 顶 齿
Q0810	X0810	Z0810	B1417	P0404
Q0812	X1011	Z0812	B1418	P0507
Q1010	X1013	Z1011	B1419	P0707
Q1012	X1215	Z1013		P0908
Q1014	X1216	Z1015		P1008
Q1214	X1217	Z1215		P1108
Q1216	X1418	Z1218		
Q1218	X1420	Z1416		
Q1416	X1621	Z1418		
Q1422		Z1419		
Q1625		Z1422		
Q1827		Z1825		

注: 第一个拼音字母表示各型号的代号, 紧跟其后的两个数字表示合金齿的直径(mm), 最后两个数字表示合金齿高度(mm)。

3. 压气胶管和输水胶管

压气胶管用于输送压缩空气, 输水胶管用于一般输水。

胶管能在 $-20 \sim +45^{\circ}\text{C}$ 的环境中使用, 输送介质温度应不高于 45°C 。

胶管规格尺寸如表附-2-10及表附-2-11。

压 气 胶 管 (GB1186-81)

表附-2-10

公 称 尺 寸 (mm)	胶 层 厚 度 (mm) 不 小 于		工 作 压 力 (0.1MPa)
	内 胶 层	外 胶 层	
5 6 8 10	1.5	1.0	10, 15
13 16	1.8	1.2	6, 8, 10
19 22 25	2.0		
32 38 45 51	2.3		
64 76	2.5	1.5	
			6, 8

生产厂家: 广州胶管厂、开封橡胶厂、北京橡胶厂、衡阳橡胶厂等。

输 水 胶 管 (GB1187-81)

表附-2-11

公 称 尺 寸 (mm)	胶 层 厚 度 (mm) 不 小 于	
	内 胶 层	外 胶 层
13 16	1.8	1.0
19 22 25	2.0	
32 38 45 51	2.3	
64 76 89 102 127 152	2.5	1.5

工作压力: 3, 5, 7 ($\times 0.1$ MPa)

附2.2.2 炸 药

1. 硝铵炸药 (WJ299-73)

硝酸炸药的技术性能如表附-2-12。

硝酸炸药的技术性能

表附-2-12

炸药名称	水份 不大于 (%)	殉爆距离不小于 (mm)		猛度 不小于 (mm)	药卷密度 (g/cm ³)	爆力 不小于 (mL)	炸药 有效期 (月)	炸药有效期内	
		浸水前	浸水后					殉爆距离不小于 (mm)	水份不大于 (%)
岩石硝 铵炸药	1号	0.30	60	13	0.95~1.10	350	6	30	0.5
	2号	0.30	50	12	0.95~1.10	320	6	30	0.5
露天硝 铵炸药	1号	0.50	40	11	0.85~1.10	300	4	20	1.0
	2号	0.50	30	8	0.85~1.10	250	4	20	1.0
	3号	0.50	20	5	0.85~1.10	230	4	10	1.0
	2号抗水	0.60	30	8	0.85~1.10	250	4	20	1.0

注：炸药有效期自制造完成之日起计算。

2. 铵油炸药和铵松蜡炸药 (WJ610—77)：主要性能见表附-2-13。

铵油、铵松蜡炸药性能

表附-2-13

炸药名称	水份 (%) 不小于	药卷密度 (g/cm ³)	爆 炸 性 能					炸 药 保证期 (天)	炸药保证期内	
			殉爆距离 (cm) 不小于		猛 度 (mm) 不小于	爆 力 (mL) 不小于	爆 速 (m/s) 不低于		殉 爆 (cm) 不小于	水 分 (%) 不大于
			浸水前	浸水后						
1号铵油炸药	0.25	0.9~1.0	5	—	12	300	3300	15	2	0.5
2号铵油炸药	0.80	0.8~0.9	—	—	钢管18	250	钢管3800	15	—	1.5
3号铵油炸药	0.80	0.9~1.0	—	—	钢管18	250	钢管3800	15	—	1.5
1号铵松蜡炸药	0.25	0.9~1.0	5	4	12	300	3300	180	3	0.6
2号铵松蜡炸药	0.25	0.9~1.0	5	2	12	310	3300	120	3	0.6

3. 硝化甘油炸药

在硝化甘油类炸药中，当其组分中含有硝化棉以吸收硝化甘油而成为可塑性胶体时则称为胶质炸药；如不加硝化棉，则称为硝化甘油混合炸药。

(1) 胶质炸药

常用胶质炸药质量标准及包装如表附-2-14、表附-2-15。

胶质炸药质量标准

表附-2-14

名称	规格	爆力 (mL) 不小于	猛度 (mm) 不小于	殉爆距离 (mm) 不小于	安定度 75℃ (min) 不小于	渗油油迹 (mm) 不大于	耐冻度 (℃) 不大于
62%胶质炸药	普通	360	15	50	10	5	—
	耐冻	360	15	50	10	5	-20
35%胶质炸药	普通	300	13	30	10	5	—
	耐冻	300	13	30	10	5	-20

胶质炸药包装要求

表附-2-15

药 包		每 盒 数 量 (包)	每 箱	
直径 (mm)	重 量 (g)		盒 数	净 重 (kg)
31	150	35	6	31.5

胶质炸药密度大 ($1.4 \sim 1.6 \text{ g/cm}^3$) 具有较高的爆破能力, 且具有较强的抗水性能, 特别适用于坚硬岩石及水中施工爆破。

(2) 硝化甘油混合炸药

硝化甘油混合炸药质量及包装规定如表附-2-16及表-2-17。

硝化甘油混合炸药质量标准

表附-2-16

名 称	规 格	爆 力 (mL) 不 小 于	猛 度 (mm) 不 小 于	诱爆距离 (药卷直径) 不 小 于	安 定 度 75℃ (min)
硝化甘油混合炸药	60%	340~360	—	6 倍	10
	50%	320~340	13	5 倍	10

硝化甘油混合炸药包装规定

表附-2-17

药 包			每 盒 数 量 (包)	每 箱	
直径 (mm)	长度 (mm)	重 量 (g)		盒 数	净 重 (kg)
20	180	75	40	6	18
25	140	100	25	8	20
32	140	125	20	8	20

硝化甘油类炸药只能在 $10 \sim 30^\circ\text{C}$ 的温度范围内保管, 高于 30°C 的炸药容易干结硬化, 降低起爆敏感度, 低于 10°C 时就会冻结。已冻结的硝化甘油炸药危险性很大, 半冻结状态下危险性更大, 只要轻微碰击或药筒有些微弯曲就会爆炸。

硝化甘油炸药存放期不能超过 8 个月 (从出厂时算起), 如果存放时间较长, 药卷表面泌出液状硝化甘油受到轻微摩擦或撞击就会爆炸。

浆状炸药主要爆炸性能表

表附-2-18

	项 目	4°浆状炸药	5°浆状炸药	10°田菁 浆状炸药	改性白云 1°浆状炸药	耐冻浆状炸药
主要性能	密度 (g/cm^3)	1.15~1.30	1.15~1.24	1.10~1.30	1.05~1.30	1.20~1.30
	爆速 (m/s)	4400~5600	4500~5600	3500~4800	4200~4900	3850~4035
	临界直径 (mm)	98	<45	80	78	
	氧平衡 (%)	-5.44	-2.22~5.64	-3.35	-4.6	
适候 条件	最高温度 ($^\circ\text{C}$)	30~40	30~40	40		
	最低温度 ($^\circ\text{C}$)	-35			-35	-24

附录-2-19

几种乳化炸药爆炸性能

性能指标	北京矿冶研究院				长沙矿山研究院		马鞍山矿山研究院			马鞍山公司研究所	抚顺煤矿研究所	南昌有色冶金设计研究院	
	EL-101 ($\phi 32$ mm)	EL-102 ($\phi 32$ mm)	EL-103 ($\phi 32$ mm)	EL-104 ($\phi 40$ mm)	RJ-1 ($\phi 32$ mm)	RJ-2 ($\phi 32$ mm)	MR-1 ($\phi 32$ mm)	MR-2 ($\phi 32$ mm)	MR-3 ($\phi 32$ mm)	非高感度 ($\phi 48$ ~ 100mm)	岩石乳化炸药 ($\phi 25$ ~ 35mm)	DN-5 ($\phi 32$ mm)	DN-6 ($\phi 32$ mm)
爆速 (m/s)	4000~4700	4000~4800	4300~4600	4500~5100	4500~5200	4000~4500	4000~4600	4000~4500	4500~5200	4300以上	3700~4300	4200~4600	4400~4800
感度 (mm)	16~19	16~19	16~19	16~19	18~19	15~17	18~19	16~19	17~19		15~17	14~16	14~16
殉爆距离 (mm)	110	110	120	120	大于90	大于90	60~80	70~80	80~90		$\phi 25$, 80~80 $\phi 32$, 80~140	大于100	大于100
临界直径 (mm)	12~16	12~16	12~16	12~16	18		20~22	20	20	58	15	18~20	18~20
密度 (g/cm ³)	1.05~1.35	1.05~1.35	1.10~1.30	1.10~1.30	1.05~1.25	1.05~1.25	1.05~1.25	1.05~1.25	1.05~1.25	1.10~1.35	0.95~1.25	1.1~1.25	1.20~1.33
相对重量威力 (以2号岩石炸药 为100%)	88~108	88~108	88~108	88~108	301	283		270mL	285~ 293mL		306.4mL		
相对体积威力 (同上)	105~143	105~143	105~143	105~143									
抗水性能	浸水573小时爆速4300以上				浸水96小时后爆速 为4000~4500		抗水72小时爆速不变				浸水4~5小时 时安全起爆	浸水24小时 安全起爆	抗水76小时, 爆速不变
安全性能	冲击感度	$\leq 3\%$			0%	0%	0%	0%	43发不爆不燃		1/15冒烟	0%	0%
	摩擦感度	0%			0%							0%	
	枪击感度	10发不爆不燃										10发不爆不燃	
高低温试验		-25℃保持雷管感度			-20~+40℃ 有雷管感度		-26℃, 6小时, 爆速不变			-10~30℃ 时回到常温, 爆速不变	15℃放18小 时回到常温, 性能不变		
有毒气体生成量 (L/kg)		24~29			10.78~19.04		9~39.01						
贮存期 (月)		6			5		63天, 爆速不变					两个月, 爆速不变	
抗压试验		86×0.1MPa, 6小时保持雷管感度										受压80×0.1MPa 不爆不燃	
连续试验		30只连续, 20只间隔			80只连续, 20只间隔					传爆长度 大于4m	大于6m	传爆长度大于3m	
爆发点		550℃			390℃	400℃						329℃	

4. 浆状炸药

浆状炸药主要爆炸性能见表附-2-18。

5. 乳化炸药

几种常用的乳化炸药爆炸性能如表附-2-19。

6. 水胶炸药

水胶炸药的爆炸性能见表附-2-20, 1983年煤炭部部颁标准(MT65-82)见表附-2-21。

水胶炸药爆炸性能

表附-2-20

炸药名称	临界直径 (mm)	猛 度 (mm)	爆 力 (mL)	爆 速 (m/s)	殉爆距 (mm)	爆 热 (kJ/kg × 4.2)	炸药密度 (g/cm ³)
201型水胶炸药	12~16	16~18	350	4100~4600	60~90	1192	1.00~1.20
SHJ-K型水胶炸药		大于15	大于340	3500~3900	大于80	1137~1222	1.05~1.30
CS-30型水胶炸药	小于12	14~15		3500~4000	大于70	1100	1.05~1.25

煤炭部水胶炸药部颁标准(MT65-82)

表附-2-21

炸药名称	起爆性	爆 速 (m/s)	传 爆	抗 水 性	炸药密度 (g/cm ³)	保 证 期 (月)
煤矿许用水胶炸药	0℃以上, 8号 雷管直接起爆	4℃以上, 大于 等于2500	φ32mm, 药 温18~25℃, 4 个传爆合格	浸于10~25℃ 水下4小时, 8 号雷管能引爆	名义值±0.037	12

附2.2.3 起爆器材

1. 工业火雷管

火雷管用于直接或间接起爆各种炸药和导爆索。但禁止在有瓦斯、煤尘及其他矿尘爆炸危险的场合下使用。

(1) 8号工业火雷管的技术条件(WJ1042-78);

火雷管的尺寸见表附-2-22。

8号火雷管的尺寸(mm)

表附-2-22

管壳材料	全 长 (不小于)	内 径	加强帽传火孔直径 (不小于)	加强帽到管口距离 (不小于)
金属壳	40	6.15~6.35	1.9	10
非金属壳	45	6.15~6.35	1.9	15

(2) 包装及保证期

火雷管每盒装100发, 每箱装50~75盒, 保证期自制造日起为两年。

2. 工业电雷管

(1) 即发电雷管(WJ1043-78)

这种雷管可用于一切爆破, 但铝壳电雷管不宜用在有沼气和矿尘较多的矿井和坑道内。

即发电雷管的尺寸和电性能见表附-2-23。

尺寸及电性能

表附-2-23

管壳材料	全 长 不小于 (mm)	内 径 (mm)	加强帽传火 孔不小于 (mm)	全电阻不小于 (Ω)		安全电流 5 min (A)	最小发火电 流不小于 (A)	电阻分组范围 不大于 (Ω)	
				康铜桥丝	镍铬桥丝			康铜桥丝	镍铬桥丝
金属壳	40	6.15~6.35	1.9	4	6.3	0.05	0.7	0.3	0.8
非金属壳	45	6.15~6.35	1.9	4	6.3	0.05	0.7	0.3	0.8

包装：每盒100发，每箱1000发。

保证期：自制造日期起为两年。

(2) 秒延期电雷管 (WJ1043-78)；

秒延期电雷管不能用于有瓦斯、煤尘和其他矿尘爆炸危险的场合。

秒延期电雷管的延期时间见表附-2-24，其他技术条件与即发电雷管同。

秒 延 期 时 间

表附-2-24

段 别	1	2	3	4	5	6	7
延期时间 (s)	不大于0.1	1.0±0.6	2.0±0.6	3.1±0.7	4.3±0.8	5.6±0.9	7.0±1.0

包装：每盒100发，每箱1000发。

保证期：自制造日期起为两年。

(3) 毫秒电雷管：

毫秒电雷管尺寸见表附-2-25。

毫 秒 电 雷 管 尺 寸

表附-2-25

毫秒电雷管分类		管壳直径 (mm)	加 强 帽 (mm)		大 内 管 (mm)	
			外 径	传火孔	外 径	传火孔
六 号	金属壳	6.2	6.19	2.0	6.19	2.5~3.5
八 号	金属壳	6.2	6.19	2.0	6.19	2.5~3.5
	纸 壳	6.25	6.23	2.0	6.23	2.5~3.5
	塑料壳	6.30	6.25	2.0	6.23	2.0~2.5

延期时间及段别见表附-2-26。

包装及保证期：

电雷管每盒装100发，每箱装10盒；

保证期自制造日期起一般为两年，但纸壳为一年。

3. 非电雷管 (湘南器材厂产品)

各种非电雷管的段别及延时如表附-2-27。雷管威力同8号工业火雷管。

毫秒电雷管延期时间及段别

表附-2-26

段 别	延期时间 (ms)	段 别	延期时间 (ms)	段 别	延期时间 (ms)
1	不大于13	8	250±25	15	880±60
2	25±10	9	310±30	16	1020±70
3	50±10	10	380±35	17	1200±90
4	75 ⁺¹⁵ ₋₁₀	11	460±40	18	1400±100
5	110±15	12	550±45	19	1700±130
6	150±20	13	650±50	20	2000±150
7	200 ⁺²⁰ ₋₂₅	14	760±55		

段 别 及 延 时

表附-2-27

非电毫秒雷管				非电秒差雷管				非电半秒雷管	
段别	延 时 (ms)	段别	延 时 (ms)	段别	延 时 (s)	段别	延 时 (s)	段别	延 时 (s)
1	小于或等于13	9	310±30	1	小于或等于0.7	9	13.1±2.5	1	小于或等于0.3
2	25±10	10	380±35	2	2.0±0.8	10	15.9±3.0	2	0.5±0.15
3	50±10	11	460±40	3	3.1±0.9	11	19.2±3.5	3	1.0±0.15
4	75 ⁺¹⁵ ₋₁₀	12	550±45	4	4.3±1.0	12	23.0±4.0	4	1.5±0.2
5	110±15	13	650±50	5	5.6±1.1			5	2.0±0.2
6	150±20	14	760±55	6	7.0±1.4			6	2.5±0.2
7	200 ⁺²⁰ ₋₂₅	15	880±60	7	8.7±1.7			7	3.0±0.2
8	250±25			8	10.7±2.1				

4. 工业导火索 (WJ641-83)

导火索适用于无爆炸性气体或粉尘的环境下延时传火, 引爆火雷管或黑火药包。

技术要求:

- (1) 外径: $5.5 \pm 0.3\text{mm}$;
- (2) 索卷长度: 250m;
- (3) 喷火性能: 在规定条件下, 不小于50mm;
- (4) 燃烧速度: 在正常状态下为100~125m/s;
- (5) 防潮性能: 在 $20^\circ\text{C} \pm 10^\circ\text{C}$ 的一米深的静水中, 浸四小时燃烧速度不变。

包装及保证期:

- (1) 每篓(箱)四卷, 计1000m。
- (2) 导火索必须贮存于干燥、通风、温度不超过 40°C 的库房中, 使用保存年限为

两年。

5. 工业导爆索

导爆索适用于无瓦斯、煤尘及矿尘爆炸危险的爆破作业中。

技术条件:

- (1) 外径: 不大于6.2mm;

- (2) 每卷长度: 50m;
 (3) 爆速: 不小于 6500m/s;
 (4) 起爆性能: 2 m长的导爆索应能完全起爆一个200g的压装梯恩梯药块;
 (5) 防潮性能: 在0.5m的静水中, 浸24小时后, 应传爆可靠。
 (6) 传爆试验: 按规定的方法连接, 用8号雷管起爆, 应爆轰完全。
 (7) 在 $50^{\circ}\text{C} \pm 3^{\circ}\text{C}$ 条件下, 保温6小时, 用8号雷管起爆, 应爆轰完全。在 $-40^{\circ}\text{C} \pm 3^{\circ}\text{C}$ 的条件下, 冷冻2小时后, 应能保证结成水手结, 并能爆轰完全。

包装及保证期:

- (1) 每箱10卷, 计500m;
 (2) 应贮存在通风干燥温度不超过 40°C 的库房。有效期2年。

6. YMB-1型双向毫秒继爆管

该继爆管是导爆索网路中起延期作用的一种起爆器材, 起爆可靠, 延时准确, 联接时不分方向, 适于露天矿山和无瓦斯矿尘的井下爆破工程使用, 其段别标准见表附-2-28。

段 别 标 准

表附-2-28

一 系 列		二 系 列			
段别	延时 (ms)	段 别	延时 (ms)	段 别	延时 (ms)
1	10 ± 4	半段	5 ± 1	6	60 ± 4
2	25 ± 5	1	10 ± 2	7	70 ± 4
3	40 ± 6	2	20 ± 3	8	80 ± 4
4	55 ± 7	3	30 ± 3	9	90 ± 4
5	75 ± 8	4	40 ± 4	10	100 ± 4
6	100 ± 9	5	50 ± 4		

包装和有效期:

- (1) 每盒装50发, 每箱500发;
 (2) 有效期规定为两年。

7. 导爆管

导爆管的主要性能:

- (1) 尺寸: 塑料管外径 $\phi 3.0\text{mm}$;
 (2) 爆速: $1950 \pm 50\text{m/s}$;
 (3) 导电性能: 导爆管在30千伏以下电压作用下, 经330微法极距10厘米, 一分钟电容放电不起爆。所以导爆管具有良好的绝缘性能和耐30千伏静电电压的能力;

(4) 抗火焰性能: 在明火上卷捆烧, 不引爆;

(5) 抗温性能: $50^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C} \sim -20^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$ 时起爆。传爆正常;

8. 起爆感度: 一个8号雷管通过塑料联结块应能起爆20根导爆管。

附2.2.4 无声破碎剂

1. 应用范围

- 1) 可用于混凝土和钢筋混凝土构筑物的拆除 (高层建筑物例外);
 - 2) 可用于破碎各种岩石;
 - 3) 可用于切割花岗岩、大理石、汉白玉等贵重石材。
2. 无声破碎剂型号及其与作业环境温度的关系如表附-2-29。

根据作业环境温度选择型号

表附-2-29

生产单位	型号	适用温度 (°C)	型号	适用温度 (°C)
建材科学研究院中间 试验厂 (北京)	SCA-I	20~35	JC-1-I	大于25
	SCA-II	10~25	JC-1-II	10~25
	SCA-III	5~15	JC-1-III	0~10
	SCA-IV	-5~8	JC-1-IV	低于零度

生产厂家: 河南息县静志爆破科研生产服务公司

3. 无声破碎剂的特性

- (1) 混凝土或岩石钻孔中产生膨胀压为 $300\sim 500(\times 10^5\text{Pa})$
- (2) 常温下被破碎物产生破裂所需时间, SCA型一般10~24小时, JC型一般4~24小时。
- (3) 无声破碎剂不是易燃、易爆物品, 不属于危险品。
- (4) 无声破碎剂属静态破碎剂, 在破碎物料过程中不产生震动、噪声、飞石和有毒气体, 可在无公害条件下安全作业。

4. 包装及单价

无声破碎剂每塑料袋5kg; 每纸箱四袋, 净重20kg。外形尺寸如表附-2-30。

纸箱外形尺寸

表附-2-30

型号	包装外形尺寸 (长×宽×高, cm)	生产单位
SCA	46×30×18	建材研究院中间试验厂 河南息县静志爆破科研生产服务公司
JC	47×24×15	

单价: 每吨约600元。

附2.2.5 支护材料

1. 一般水泥

一般水泥技术性能见表附-2-31。

2. 喷射混凝土用砂和石

附录-2-31

一般水泥技术性能

水 泥	容 重 (kg/m ³)	软 冻 砂 胶 强 度 (×0.1MPa)										性 能	适 用 范 围				
		龄 期 (d)	标 号			标 号				号							
			抗 压 强 度 (×0.1MPa)			抗 折 强 度 (×0.1MPa)					号						
			225	275	325	425	525	625	225					275	325	425	525
硅 酸 盐 水 泥 (波 特 兰 水 泥) (GB175-77)	1250~1450	3	—	—	—	180	230	290	—	—	—	34	42	50	早期强度高, 致密, 抗冻抗渗性能 性好, 水化热高, 耐硫酸盐侵蚀性差	预应力钢筋混凝土构件要求早期强度 度高, 拆模快的工程, 严寒地区反复 受冰冻的工程和地下水工程。有抗渗要 求的工程。各种地下工程的喷射衬砌 工程。	
普通硅酸盐水泥 (普通水泥) (GB175-77)	1200~1400	3	—	—	—	120	160	210	270	—	—	25	34	42	50	早期强度较高, 抗冻抗渗。耐酸性 较好。水化热较高, 抗蚀性较差	优先用于喷射混凝土。 其它大体同上。 不宜用于大体积混凝土工程
矿渣硅酸盐水泥 (矿渣水泥) (GB1344-77)	1100~1300	7	110	130	150	210	290	—	—	—	—	—	—	—	—	早期强度较低, 后期强度增加较大, 抗硫酸盐性好, 耐碱性好, 水化热低; 和易性差, 泌水性大, 抗冻性差, 干 缩性大	适于大体积混凝土工程, 极宜用于 承袭, 并易保持湿润的工程, 也可 用喷射混凝土。不宜用于要求早期达 到强度的工程, 低温下要求强度发展 较快的工程和抗渗工程
火山灰质硅 酸盐水泥 (火山灰水泥) (GB1344-77)	950~1200	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	抗蚀和抗水性都较强, 抗渗性较好。 水化热低。早期强度低, 后期强度增 长率较大, 抗冻性差。干缩性大	适于大体积混凝土工程, 地下水中 尤其海水中的工程; 较适合于蒸汽养 护混凝土和工程, 也可用于喷射混凝 土。不宜于干燥的环境中 和 低 温 下 施工
粉煤灰水泥 (GB1344-77)	850~1150	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	干缩性小, 抗裂性好, 和易性好, 水化热低。初期强度低, 后期强度增 长较快	最适于水工大体积混凝土施工。 不宜用于有耐磨要求的工程和低温 环境中施工, 要求早强的混凝土

注: (1) 一般水泥初凝时间不得早于45分钟, 终凝时间不得迟于12小时;
 (2) 生产厂家: 水城水泥厂、本溪水泥厂、华新水泥厂、永登水泥厂、江西水泥厂、柳州水泥厂、湘乡水泥厂、新化水泥厂等;
 (3) 参考价格: 325号: 105~110元/t; 425号: 117~122元/t; 525号: 131~137元/t (1986年长沙市建筑工程定额)。

喷射混凝土用砂的技术要求见表附-2-32。

喷射混凝土用砂的技术要求

表附-2-32

颗粒级配	筛孔尺寸 (mm)	0.15	0.30	1.20	5
	累计筛余 (以重量%计)	95~100	70~95	20~55	0~10
泥土、杂物含量 (用冲洗方法试验) 按重量计, 不大于 (%)		3			
硫化物和硫酸盐含量 (折算为SO ₃) 按重量计, 不大于 (%)		1			
有机质含量 (用比色法试验)		颜色不应深于标准色, 如深于标准色, 则以混凝土进行强度对比试验加以复核			

喷射混凝土用石的技术要求见表附-2-33。

喷射混凝土用石的技术要求

表附-2-33

颗粒级配	筛孔尺寸 (mm)	5	10	20
	累计筛余 (以重量%计)	90~100	30~60	0~5
品 种		碎 石		卵石
强度	以岩石试块 (边长大于或等于5cm的立方体) 在饱和状态下的抗压极限强度与混凝土设计标号之比, 不小于 (%)	200		
软弱颗粒含量, 按重量计, 不大于 (%)				5
针状、片状颗粒含量, 按重量计, 不大于 (%)		15		15
泥土、杂物含量 (用冲洗法试验) 按重量计, 不大于 (%)				1
硫化物和硫酸盐含量 (折算SO ₃) 按重量计, 不大于 (%)		1		1
有机质含量 (用比色法试验)		颜色不应深于标准色, 如深于标准色, 则以混凝土进行强度对比试验加以复核		

3. 水泥速凝剂

主要用于喷射混凝土, 常用产品有红星一号、711和782水泥速凝剂, 如表附-2-34。

水泥速凝剂型号及其主要性能

表附-2-34

水泥速凝剂名称	生产单位	掺量 (为水泥重量的百分数)	凝结时间 (分)		说 明
			初凝	终凝	
红星一号	鸡西市速凝剂厂	2.5~4	1~5	2~10	782速凝剂相对于红星一号和711速凝剂而言, 它对人体和钢筋腐蚀甚微, 由于粘性好, 一次喷层厚度大, 28天抗压强度较高, 但掺量多一倍, 且第一天强度发展较慢。
711	上海硅酸盐制品厂	2.5~4	小于或等于5	小于或等于10	
782	上海硅酸盐制品厂	5~8	2~5	不大于15	

水泥速凝剂使用前应按标准作水泥净浆凝结效果试验。速凝剂与水泥适应性指标控制范围如表附-2-35。

速凝剂与水泥适应性指标控制范围

表附-2-35

指标名称	一般凝结时间(min)		水泥净浆 流动性	抗 压 强 度	
	初 凝	终 凝		4小时($\times 0.1\text{MPa}$)	28天参与不掺速凝剂强度比
控制范围	小于或 等于5	小于或 等于10	良 好	不小于10	不小于70%

4. 钢筋混凝土用热轧钢筋

热轧钢筋机械性能见表附-2-36。

热轧钢筋的机械性能

表附-2-36

级 别	钢 号		直径 (mm)	屈服点 σ_s ($\times 10$ MPa)	抗拉强度 σ_b ($\times 10$ MPa)	伸长率 (%)		冷弯	钢筋外形	参考价格 元/t
	牌 号	代 号				δ_5	δ_{10}			
I (24/38kg级)	3号钢	A3, A33, AD3	8~40	24	38	25	21	180° d=a	圆	1984年出厂 价格: A ₃ , A ₃₃ 500~700 09~25MnSi 35~45MnSi ₁ 600~800
II (34/52kg级)	20锰硅	20MnSi	8~25 28~40	34 32	52 50	16		180° d=3a	人字形	
III (38/58kg级)	25锰硅	25MnSi	8~40	38	58	14		90° d=3a	人字形	
IV (55/85kg级)	40硅2锰钒	40Si2MnV	10~28	55	85	10	8	90° d=5a	螺旋形	
	45硅 锰钒	45SiMnV								
	45硅2锰钛	45Si2MnTi								
根据地方	5号钢	A5, A53, AD5	10~40	28	50	19	15	180° d=3a	人字形	
要求供应	35硅2锰钒	35Si2MnV	10~28	50	75	12	10	90° d=4a	螺旋形	
	35硅锰钒	35SiMnV								
	35硅2锰钛	35Si2MnTi								

注: 20MnSi代位是标准中16Mn

生产厂家: 鞍山、昆明、马鞍山、重庆、首都钢铁公司、汉阳、上海新沪钢铁厂、抚顺新抚钢铁厂等

热轧钢筋的外形尺寸见表附-2-37和表附-2-38。

热轧螺纹钢 (人字形、螺旋形)

表附-2-37

计算直径 (mm)	计算截面 (cm ²)	理论重量 (kg/m)
8	0.5027	0.395
10	0.7854	0.617
12	1.131	0.888
14	1.539	1.210
16	2.011	1.580
18	2.545	2.000
20	3.142	2.470
22	3.801	2.980
25	4.91	3.850

续表

计算直径 (mm)	计算截面 (cm ²)	理论重量 (kg/m)
28	6.158	4.830
32	8.042	6.310
36	10.180	7.990
40	12.579	9.870

注：成盘钢筋，每盘重不小于35kg，直径10~40mm的直条钢筋，长6~12m。

热轧圆钢筋

表附-2-38

直径 (mm)	截面积 (cm ²)	理论重量 (kg/m)	直径 (mm)	截面积 (cm ²)	理论重量 (kg/m)
5	0.1963	0.154	21	3.464	2.72
5.5	0.2375	0.187	22	3.801	2.98
6	0.2827	0.222	23	4.155	3.26
6.5	0.3318	0.260	24	4.524	3.55
7	0.3848	0.302	25	4.909	3.85
7.5	0.4418	0.347	26	5.309	4.17
8	0.5027	0.395	27	5.726	4.49
9	0.6362	0.499	28	6.158	4.83
10	0.7854	0.617	29	6.605	5.18
11	0.9503	0.746	30	7.069	5.55
12	1.131	0.888	31	7.543	5.93
13	1.327	1.04	32	8.042	6.31
14	1.539	1.21	33	8.553	6.71
15	1.767	1.39	34	9.079	7.13
16	2.011	1.58	35	9.621	7.55
17	2.270	1.78	36	10.18	7.99
18	2.545	2.00	38	11.34	8.90
19	2.835	2.23	40	12.57	9.87
20	3.142	2.47			

5. 坑木 (GB142-84)

坑木树种及尺寸见表附-2-39。

坑木树种及尺寸

表附-2-39

树 种	尺 寸	
	检 尺 长 (m)	检尺径 (cm)
针叶、阔叶树种	直接用：2.2, 2.4, 2.6, 2.8, 3.2	12~24
	连二用：4, 5, 6	

注：(1) 拟赤杨、枫香、泡桐、漆树、青杠、花楸树种不得用作采掘坑木；

(2) 地方煤矿，经供需商定，允许生产供应检尺长自1.4m起，检尺径8~10cm的坑木用料，南方收购与供应的坑木用料，允许3m长级。

6. 普通粘土砖 (JC149-73)

普通粘土砖体重一般为1.6~1.8t/m³，外形尺寸为240×115×53(mm)。标号分为：200、150、100、75和50。

附2.2.6 工程机械轮胎

常用的工程机械轮胎见GB1190-82, 另有系列标准GB2980-82。

1. 工程机械轮胎 (GB1190-82)

该标准适用于自重型自卸车、装载机、挖掘机、铲运机、推土机和压路机等工程机械的充气轮胎。

工程机械轮胎和重型自卸车轮胎, 用于工程机械的部分载重汽车轮胎和工业车辆轮胎, 以及保留生产的工程机械轮胎的规格、基本参数和主要尺寸见表附-2-40、表附-2-41和表附-2-42。

工程机械和重型自卸车轮胎

表附-2-40

轮胎规格	基 本 参 数					新胎主要尺寸			气门嘴型号		参考价格 (元) (1984年 出厂价)
	层 级	花 纹	标准 轮胎	轮缘 高度 (mm)	允许 使用 轮胎	断面 宽度	外 直 径		有内胎	无内胎	
							一般 花纹	加深 花纹			
普 通 断 面 轮 胎											
14.00~24	16	越野	19.0	—	—	375	1370	1420	TZ16-105 或TZG1	—	1670
	20										1700
	24										
	28										
16.00~25	16	越野	11.25	51	—	430	1490	1546			2700
	24										
	28										
18.00~25	12	越野	13.00	63.5	—	495	1615	1671	TZG1	TZG-W1	2850
	24										
	28										
21.00~25	20	越野	15.00	76	—	575	1750	1800			
24.00~35	42	越野	17.00	89	—	650	2130	2178			7500
30.00~51	52	越野	22.00	114	—	820	2850	2908	—	TZG-W1 TZG-W3	
宽 基 轮 胎											
17.5~25	12	越野	14.00	38	—	445	1350	1398	TZG1	TZG-W2	1670
	14										1700
23.5~25	16	越野	19.50	63.5	—	595	1615	1675		TZG-W2	2900
29.5~29	28	越野	25.00	89	—	751	1975	2023	—	TZG-W4	7800
压 路 机 轮 胎											
9.00~20	14	光面	7.0	—	—	256	1002	—	TZ12-113 TZ16-76	—	560

生产厂家, 河南、桂林、贵州轮胎厂, 上海正泰、大中华橡胶厂等 (表附-2-50、表附-2-51同)

部分载重汽车轮胎和工业车辆轮胎用于工程机械

表附-2-41

轮胎规格	基 本 参 数			新胎主要尺寸				气门嘴型号	参考价格 (元) (1984年 出厂价)
	层 级	标准 轮胎	允许使用轮胎	断面 宽度	外 直 径				
					普通花纹	加深花纹	越野花纹		
6.00~16	6	4.50 E	5.00 F 5.00 E	170	730	740	—	TZ2	
7.00~16	8 12	5.50 F	6.00 G	200	780	790	—	TZ1a-78	
7.50~16	6 8 12	6.00 G	5.50 F 6.50 H	215	820	830	—	TZ1a-78	
7.50~20	8 10 12	6.0	6.00 T 6.5 6.50 T	215	935	—	952	TZ1a-103 TZ1b-63	282
8.25~15	12	6.5	6.00 T	235	840	—	865	TZ1a-50	
8.25~20	10 12	6.5	6.50 T 7.0 7.00 T 7.0 T5°	235	974	982	992	TZ1a-103 TZ1b-63	329 358
9.00~20	12 14	7.0	7.00 T 7.5 7.50 V 7.0 T5°	259	1018	1030	1038	TZ1a-113 TZ1b-76	415 448
10.00~15	16	7.5	7.50 V	280	935	—	—	TZ1a-128 TZ1b-105	
10.00~20	12 14	7.5	7.50 V 8.0 8.00 V 8.0 V5°	278	1055	1067	1073	TZ1a-128 TZ1b-90	483 522
11.00~20	12 14 16	8.0	8.00 V 8.5 8.50 V 8.5 V5°	293	1085	1900	1105	TZ1a-143 TZ1b-105	556 500 545
12.00~20	14 16	8.5	8.50 V 8.5 V5° 9.00 V	315	1125		1145	TZ1a-143 TZ1b-105	684 734
12.00~24	16	8.5	8.50 V 8.5 V5° 9.00 V	315	1225		1247	TZ1a-143 TZ1b-105	884
13.00~20	16	9.0	—	340	1177		1200	TZ1a-143 TZ1b-105	909
14.00~20	18 20	10.0	—	375	1240		1265	TZ1a-143 TZ1b-105	1074 1153

泰附-2-42

轮胎规格	基 本 参 数								新胎主要尺寸		气门嘴型号	参考价格 (元) (1984年 出厂价)
	层 级	花 纹	标准 轮辋	允许 使用 轮辋	相应 气压 ($\times 0.1$ MPa)	最大负荷, kg			断面宽度	外直径		
						15km/h	30km/h	45km/h				
						以下	以下	以下				
(mm)												
8.25~10	12	越野	6.09F	—	5.6	1800	—	—	230	710	TZ1b-63	
14.00~24	24	越野	10.00W	—	6.5	6250	5000	5600	375	1360	TZ1b-105	
	26				7.0	6350	—	—	380	1365		
16.00~20	16	普通	11.25	—	5.2	4850	4500	4300	445	1360	TZG1	1250
16.00~24	16	越野	10.00VA	—	3.2	5350	5000	4800	425	1460		1950
17.00~32	24	越野	13.00	—	5.0	—	—	8000	470	1780		2600
18.00~24	23	越野	13.00	—	5.5	7800	6900	6500	500	1690		2250
21.00~24	20	越野	15.00	—	2.8	2200	7700	7300	599	1770		3000

2. 工程机械轮胎系列 (GB2380--82)

该标准适用于重型自卸车、装载机、挖掘机、铲运机、推土机和压路机等 的充气轮胎。轮胎规格见表附-2-43至表附-2-46

表附-2-43

轮 胎 规 格	基 本 参 数				新胎主要尺寸		
	厚 级	标 准 轮 辆	轮 缘 高 度 (mm)	允许使用 轮 辆	断面宽度	外 直 径	
						一般花纹	加深花纹
					(mm)		
6.00~16	8	4.50 E	—	4.00 E	170	730	—
7.00~16	8 12	5.50 F	—	—	200	817	—
7.50~16	6 8 12	6.60 G	—	5.50 F 6.60 H	215	820	—
7.50~20	8 10 12	6.0	—	6.5	215	935	—
8.25~15	12	6.5	—	—	235	865	—
8.25~20	10 12	6.5	—	—	235	992	—
9.00~20	12 14	7.0	—	7.5	259	1038	—
10.00~15	16	7.5	—	7.50 V	280	948	—
10.00~20	12 14	7.5	—	8.0	280	1073	—

续表

轮胎规格	基 本 参 数				新胎主要尺寸		
	层 级	标准 轮钢	轮 缘 高 度 (mm)	允许使用 轮 钢	断面宽度	外 直 径	
						一般花纹	加深花纹
11.00~20	12	8.0	—	8.5	293	1105	—
	14						
	16						
12.00~20	14	8.5	—	—	315	1145	—
	16						
12.00~24	16	8.5	—	8.50V 8.5V5° 8.00V	315	1247	—
13.00~20	16	9.0	—	—	340	1177	1200
13.00~24	12	10.0	—	—	350	1300	1348
	16						
	18						
14.00~20	18 20	10.0	—	—	375	1265	1317
14.00~24	12	10.0	—	—	375	1370	1420
	16						
	20						
	24						
	28						
16.00~21	16 20	11.25	51	—	430	1390	1446
16.00~25	12	11.25	51	—	430	1490	1546
	16						
	20						
	24						
	28						
18.00~25	12	13.00	63.5	—	495	1615	1671
	16						
	20						
	24						
	28						
18.00~33	28 32	13.00	63.5	—	495	1320	1870
18.00~49	24 28	13.00	70	—	495	2225	2281
21.00~25	16 20 24 28	15.00	76	—	575	1750	1800

续表

轮胎规格	基 本 参 数				新胎主要尺寸		
	层 级	标准 轮纲	轮 缘 高 度 (mm)	允许使用 轮 纲	断面宽度	外 直 径	
						一般花纹	加深花纹
						(mm)	
21.00~35	28 32 36	15.00	76	—	575	2005	2058
21.00~49	28 32 36	15.00	76	—	575	2360	2408
24.00~25	18 24 30	17.00	89	—	650	1875	1923
24.00~29	24 30 36	17.00	89	—	650	1975	2023
24.00~35	30 36 42	17.00	89	—	650	2130	2178
24.00~43	42	17.00	89	—	650	2330	2378
24.00~49	36 42 48	17.00	89	—	650	2485	2530
27.00~33	24 30 36	22.00	101.5	—	760	2240	2294
27.00~49	36 42 48	19.50	101.5	—	735	2650	2704
30.00~33	28 34 40	22.00	114	—	820	2390	2448
30.00~51	40 46 52	22.00	114	—	820	2850	2908
30.00~51	42 50 58	24.00	127	—	895	2895	3060
36.00~41	48	26.00	127	—	990	2910	2978
36.00~51	42 50 58	26.00	127	—	990	3185	3233

续表

轮胎规格	基 本 参 数				新胎主要尺寸		
	层 级	标准 轮胎	轮胎 高度 (mm)	允许使用 轮 胎	断面宽度	外 直 径	
						一般花纹	加深花纹
						(mm)	
40.00~57	52						
	60	29.00	152.5	—	1095	3525	3593
	68						

宽 基 轮 胎

表附-2-44

轮胎规格	基 本 参 数				新胎主要尺寸		
	层 级	标准 轮胎	轮胎 高度 (mm)	允许使用 轮 胎	断面宽度	外 直 径	
						一般花纹	加深花纹
						(mm)	
15.5~25	8						
	12	12.00	33	—	395	1275	1323
17.5~25	12						
	14	14.00	38	—	445	1350	1398
	16						
	20						
20.5~25	12						
	16	17.00	51	—	520	1490	1550
	20						
23.5~25	16						
	20	19.50	63.5	—	595	1615	1675
	24						
26.5~25	16						
	20	22.00	76	—	675	1750	1798
	24						
	28						
26.5~29	18						
	22	22.00	76	—	675	1850	1898
	26						
29.5~25	16						
	22	25.00	89	—	750	1875	1923
	28						
29.5~29	16						
	22	25.00	89	—	750	1975	2023
	28						
	34						

续表

轮胎规格	基 本 参 数				新胎主要尺寸		
	层 级	标准 轮辋	轮 缘 高 度 (mm) ^a	允许使用 轮 辋	断 面 宽 度	外 直 径	
						一般花纹	加深花纹
(mm)							
29.5~35	22	25.00	89	—	750	2130	2178
	28						
	34						
33.25~35	26	27.00	89	—	845	2240	2295
	32						
	38						
33.5~39	26	28.00	101	—	850	2395	2449
	32						
	38						
37.25~35	30	31.00	101	—	945	2390	2447
	36						
	42						
37.5~39	28	32.00	114	—	955	2540	2600
	36						
	44						
37.5~51	36	32.00	114	—	955	2845	2903
	44						

低断面轮胎

表附-2-45

轮胎规格	基 本 参 数				新胎主要尺寸	
	层 级	标准轮辋	轮缘高度 (mm)	允许使用轮辋	断面宽度	外 直 径
16/70~20	10	13	25.5	—	410	1075
	14					
	18					
16/70~24	10	13	25.5	—	410	1175
	14					

压路机轮胎

表附-2-46

轮胎规格	基 本 参 数				新胎主要尺寸	
	层 次	标准轮辋	轮缘高度 (mm)	允许使用 轮 辋	断面宽度	外 直 径
					(mm)	
9.00~20	14	7.0	—		256	1002
11.00~20	16	8.0	—		290	1070
14.00~24	20	10.0	—		370	1340

附2.2.7 矿用胶布导风筒

(1) 导风筒规格与机械性能如表附-2-47。

矿用胶布导风筒规格及机械性能

表附-2-47

直 径 (mm)	机械性能不小于 (×10N/25cm)				参考价格 元/10m
	径向拉伸强度		纵向拉伸强度		
	玻璃纤维胶布	玻棉混织胶布	玻璃纤维胶布	玻棉混织胶布	
200 250 300 350					Φ300~500, 100~140
400 450 500 600	110	90	110	80	Φ500~700, 140~200
700 800					Φ700~800, 200~240

生产厂家：西北橡胶厂、重庆长江橡胶厂、天津市橡胶制品三厂等

(2) 长度：分5、10和20m三种。

附2.2.8 润 滑 材 料

1. 润滑油

润滑油牌号及用途见表附-2-48。

润 滑 油

表附-2-48

名 称	标 准 号	牌 号	用途及单价 (元/t)
汽 油 机 油	SY1157-77 GB485-81	HQ-8D	汽车、拖拉机的汽化器式发动机或其他机械设备 单价：730~980
		HQ-6D	
		HQ-6	
		HQ-10	
		HQ-15	
柴 油 机 油	SY1152-79	HC-8	柴油汽车、拖拉机和高速柴油机 单价：1000~1250
		HC-11	
		HC-14	
高 速 机 械 油	GB486-77	HJ-5	高速低负荷机械 单价：650~750
		HJ-7	
机 械 油	GB443-64	HJ-10	1500~5000r/min。轻负荷机械 单价：550~650
		HJ-20	5000r/min、100kW以下电机和一般液压系统 单价：550~650
		HJ-30	中型机床和1000转r/min以下、100~400kW电机 单价：630~700
		HJ-40	中型矿山机械卷扬机 单价：680~750
		HJ-50	负荷大、转速低或时开时停的重型机械以及矿山机械和锻压机械 单价：710~780
		HJ-70	矿山机械和重型机床 单价：750~820
		HJ-90	巨型机床 单价：800~900

续表

名 称	标 准 号	牌 号	用途及单价 (元/t)
工业 齿 轮 油	SY1172-80	50	工业设备的齿轮 单价: 900~1800 (50号~250号)
		70	
		90	
		120	
		150	
		200	
		250	
		300	
		350	
齿轮油	SY1103-77	HL-20	一般汽车、拖拉机和工程机械的齿轮
		HL-30	单价: 720~900
双曲线 齿轮油	SY1102-77	HL57-22	双曲线齿轮
		HL57-28	单价: 900~950
压缩机油	SY1210-77	HS-13	工作压力小于 $40 \times 10^5 \text{Pa}$ 的压缩机 单价: 800~1000
		HS-19	工作压力大于 $40 \times 10^5 \text{Pa}$ 的压缩机 单价: 1000~1200
汽轮机 油 (透 平油)	GB2637-81	HU-20	各种汽轮机 HU-20可用于风动工具润滑系统 单价: 950~1600
		HU-30	
		HU-40	
		HU-45	
		HU-55	
车轴油	GB488-74	HZ-23	机车和车辆的车轴
		HZ-44	单价: 600~720

生产厂家: 大庆石油管理局、炼油厂, 兰州炼油厂, 成都石油化学厂等

2. 润滑脂

润滑脂牌号及用途见表附-2-49。

润 滑 脂

表附-2-49

名 称	标 准 号	牌 号	最高使用 温度(°C)	用 途 及 单 价 (元/t)
钙基 润 滑 脂	GB481-65	ZG-1	55	集中给脂系统和汽车底盘摩擦副等 单价: 1200
		ZG-2	65	一般中转速, 轻负荷、中小型机械; 汽车、拖拉机和农机等 单价: 1250
		ZG-3	60	中负荷、中转速的各种中型机械 单价: 1300
		ZG-4	60	重负荷、低转速的重型机械设备
		ZG-5	65	单价: 1400~1500

续表

名 称	标 准 号	牌 号	最高使用温度(℃)	用 途 及 单 价 (元/t)
合成钙基润滑脂	SY1409-78	ZG-2H	60	同钙基2号
		ZG-3H	60	同钙基3号
石墨钙基润滑脂	SY1405-85	ZG-S	小于60	汽车刹车弹簧, 吊车、起重机油轮盘, 矿山机械, 绞车齿轮, 钢丝绳索, 水泵, 升降机的滑板及其它粗糙、重负荷的摩擦部位。 单价: 2550
复合钙基润滑脂	SY1407-75	ZFG-1	120~150	较高温度条件下摩擦部位 具有一定的抗水性, 可在潮湿环境和与水接触的情况下工作 有表面硬化的趋势, 不宜长期储存 单价: 1800
		ZFG-2		
		ZFG-3		
		ZFG-4		
合成复合钙基润滑脂	SY1415-80	ZFG-1H		适用于较高温度条件下摩擦部位的润滑。
		ZFG-2H		
		ZFG-3H		
合成锂基润滑脂	SY1143-80	ZL-1H	120	系通用长寿命润滑脂, 具有一定的抗水性和较好的机械安定性, 可取代钙基、钠基及钙钠基脂, 广泛使用在高温、高速、与水接触的各种机械设备的滚动和滑动摩擦部位的润滑 锂基脂不宜用大容器盛装, 以免引起析油, 并不宜与其它脂类混合使用
		ZL-2H		
		ZL-3H		
		ZL-4H		
铝基润滑脂	SY1408-59		50	水泵、泥泵、排灌设备及其它与水接触的工作机械润滑和防锈, 但耐温性差
合成复合铝基润滑脂	SY1414-80	ZFU-1H	120	适于较高温度和潮湿条件下如1号用于冶金工业集中给脂系统; 2号用于中小电机、水泵、鼓风机、汽车底盘; 3号用于矿山机械和大中电机; 4号用于重负荷、低转速的滑动轴承
		ZFU-2H		
		ZFU-3H		
		ZFU-4H		
钼基润滑脂	SY1406-74			油泵、水泵及在高压和潮湿环境下工作的重型机械设备 钼基脂安定性较差, 不宜长期存放
铁道润滑脂	SY1411-77	ZN42-9		具有优良的抗压性能与润滑性能。适用于机率大轴摩擦部分及其他的高速高压的摩擦界面润滑
		ZN42-8		
钠基润滑脂	GB492-77	ZN-2	110	汽车、拖拉机、中型电机等避免水和湿气的摩擦部位 单价: 1700~1800
		ZN-3	110	
		ZN-4	120	重负荷机械避免水和湿气的摩擦部位 单价: 1900
合成钠基润滑脂	SY1410-77	ZN-1H	100	同钠基2号、3号
		ZN-2H	100	
钙钠基润滑脂	SY1403-77	ZGN-1	95	温度不大, 温度较高条件下的电机、鼓风机、汽车、拖拉机和其机械设备的轴承 单价: 1600~1700
		ZGN-2	100	

续表

名称	标准号	牌 号	最高使用温度(℃)	用途及单价(元/t)
锂基润滑脂	SY1412-75	ZL-1	120	系通用长寿命润滑脂,具有一定的抗水性和较好的机械安定性,可取代钙基、钠基及钙钠基脂,广泛使用在高温、高速、与水接触的各种机械设备的滚动和滑动摩擦部位的润滑。锂基脂不宜用大容器盛装,以免引起析油,并不宜与其它脂类混合使用 单价:2800~3300
		ZL-2		
		ZL-3		
		ZL-4		

生产厂家:玉门、无锡、兰州炼油厂,抚顺石油工业总公司,成都石油化学厂等

附2.2.9 燃 料 油

1. 汽油 (GB484-77和GB489-77)

汽油主要作为汽化器式汽油发动机的燃料。根据发动机压缩比的大小选用汽油牌号,一般压缩比在7以下的选用66号和70号汽油;压缩比7~8的选用75号或80号汽油;压缩比8以上的选用80~85号汽油。

汽油出厂价格(1984年7月,东北、华北和华东地区):

RQ-66	560元/t
RQ-70	580元/t
RQ-75	620元/t
RQ-80	660元/t
RQ-85	700元/t

2. 灯用煤油 (GB253-81)

1号、2号煤油主要用作煤油灯和煤油炉的燃料,工业上可用作洗涤机件。灯用煤油1984年出厂价为420~520元/t。

3. 重柴油 (GB445-77)

本产品适用于中速和低速柴油机做燃料:10号重柴油适用于500-1000r/min的中速柴油机,20号适用于300-700r/min的中速柴油机,30号适用于300r/min以下的低速柴油机。

重柴油参考价格(1984年出厂价):

RC ₃ -10;	250~280元/t
RC ₃ -20;	215~235元/t
RC ₃ -30;	195~225元/t

4. 轻柴油 (GB252-81)

轻柴油适用于作1000r/min以上的高速柴油机燃料。

轻柴油参考价格(1984年出厂价):

10号;	300~330元/t
0号;	300~365元/t
-10号;	320~415元/t
-20号;	340~405元/t
-35号;	400~475元/t

附2.2.10 常用沥青

1. 煤沥青 (GB2290-80)

煤沥青分为低温沥青、中温沥青和高温沥青。生产厂家有：本溪钢铁公司焦化厂、包头和酒泉钢铁公司等。

2. 石油沥青

石油沥青根据用途不同分为道路石油沥青、建筑石油沥青、专用石油沥青和普通石油沥青四种，其质量指标见表附-2-50。

石油沥青

表附-2-50

项 目	牌 号	主 要 用 途
建筑石油沥青 (GB494-75)	10号	适用于建筑工程屋面和地下防水的胶结料及制造涂料和防腐绝缘材料等。
	30号甲	
	30号乙	
道路石油沥青 (SY1661-77)	200号	适用于铺装道路及作屋面工程粘结剂或制作防水纸及绝缘材料等。
	180号	
	140号	
	100号甲	
	100号乙	
	60号甲	
普通石油沥青 (SY1665-77)	80号乙	
	75号	
	65号	
专用石油沥青 (SYB1663-59)	55号	适于道路和建筑工程及制造油毡纸等防水材料
	1号	电缆防潮、防腐用
	2号	电气绝缘填充材料
	3号	配制油漆

生产厂家：天津市第一炼油厂、锦西石油五厂、安庆石油化工总厂等，出厂价85~150元/t (1984年)

参 考 文 献

- 1.《冶金矿山设计参考资料》编写组,《冶金矿山设计参考资料》,冶金工业出版社,1972。
- 2.李宝祥等编,《金属矿床露天开采》,冶金工业出版社,1979。
- 3.《水泥矿山设计手册》编写组,《水泥矿山设计手册》,中国建筑工业出版社,1981。
- 4.《露天大爆破》编写组,《露天大爆破》,冶金工业出版社,1979。
- 5.中国矿业学院采矿系露天教研室,《露天采矿学(上册)》,1984。
- 6.周士昌,《水力采煤的水力学理论》,人民教育出版社,1960。
- 7.《尾矿设施设计参考资料》编写组,《尾矿设施设计参考资料》,冶金工业出版社,1980。
- 8.孙盛湘等编著,《砂矿床露天开采》,冶金工业出版社,1985。
- 9.徐鼎,“我国砂矿的露天水力开采”《有色金属》第34卷第3期,1982年8月。
- 10.А. П. ЮФИН,《Гидромеханизация》 НЕДРА, 1965。
- 11.《СПРАВОЧНИК ПО РАЗРАБОТКЕ РОССЫПЕЙ》, НЕДРА 1973。
12. S·M·E.《Mining Engineering Handbook》, 1973。
13. Xu Ding “HYDRAULIC MINING OF CASSTERITE PLACER IN XIN GUAN”, Miller Freeman Publications, Inc., C.C.S., C.S.M. 1980。
14. 长春黄金研究所,《黄金》杂志1980年1、2期。
15. Н·П·勃切切夫,《挖泥船队船舶》,第一机械工业部船舶产品设计院五室译
16. 三结合编写小组,《挖泥船施工》,人民交通出版社1974年。
17. 孙盛湘等编,《砂矿床露天开采》,1981年。
18. 三结合编写小组,《挖泥船》,人民交通出版社1972年。
19. 冶金部情报研究总所编,《国外冶金动态》第29期,1980.7.21。
20. 冶金部黄金局、冶金部情报研究总所,《国外黄金参考》,1985年12期。
21. 内野敏夫著,《东北矿产志》,东北重工业出版社,1950.7。
22. С·М·Шорохов,《РАЗРАБОТКА РОССЫПЕЙ》, 1960。
23. С·М·Шорохов,《РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ》, 1963。
24. А·А·Рожновский,《РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ》, 1959。
- 25.《СПРАВОЧНИК ПО РАЗРАБОТКЕ РОССЫПЕЙ ВЫПУСК 5》, 1960Г
- 26.《СПРАВОЧНИК ПО РАЗРАБОТКЕ РОССЫПЕЙ》, НЕДРА, 1973。
27. В·Г·ЛЕШКОВ,《ДРАЖНЫЕ РАБОТЫ НА РОССЫПЯХ ГЛУБОКОГО ЗАЛЕГАНИЯ》 НЕДРА, 1963。
28. А·П·ТИХОМИРОВ, В·И·ЗУЕВ,《ГОРНЫЕ И ЗЕМЛЕРОЙНЫЕ МАШИНЫ》, НЕДРА, 1981。
29. Б·П·ЮМАТОВ,《ГОРНЫЕ МАШИНЫ》, 1964。
30. А·П·СВИРИБОВ,《ДРАГИ И ЭРАГИРОВАНИЕ》, 1952
31. И·В·什纳朗,《大理石开采》,建筑工程出版社,1959年4月;
32. И·М·库库诺夫,《非金属矿床开采》,建筑工程出版社,1958年9月;
- 33.《起重运输设备图册·化工起重运输设计手册》,燃料化学工业出版社,1972年11月,

34. 戴耀南、张希衡主编,《环保工作者实用手册》,冶金工业出版社,1984。
35. 煤炭科学研究院北京开采研究所,《煤矿地表移动与覆岩破坏规律及其应用》,煤炭工业出版社,1981。
36. Hoek, E., "Progressive Caving induced by mining an inclined orebody", 《Institution of Mining & Metallurgy》 (sect. A, Min. industry), 83, 1974, A133-9.
37. E. T. Brown, G. A. Ferguson, "Prediction of progressive hanging-wall caving Gath's mine, Rhodesia", 《Institution of Mining & Metallurgy》 (sect. A, Min. industry), 88, 1979, A92-13
38. М. А. КУЗНЕЦОВ, Е. И. КУЗНЕЦОВА "Прогнозирование характера и параметров процесса сдвижения горных пород на рудных Месторождениях." 《горный журнал》1977, №2.
39. 解世俊主编,《金属矿床地下开采》,冶金工业出版社,1979年。
40. 蔡匡、陈俊彦,“也谈采矿方法的分类”,《有色金属》1981年№1。
41. 胡菊南“单位采出矿石的盈利图及应用”《有色金属》(矿山部分)1982, №5.
42. 余仲芳,“采矿方法选择的多目标决策”,《化工矿山技术》,1986, №1.
43. "Economy of Luossavaara Mining Concept", 《Proceedings of the International Symposium on Large Scale Underground Mining》 Luica6-7, November, 1985.
44. 陈国梁,“我国化工矿山地下采矿方法现状及课题”,《化工矿山技术》,1984。
45. [美] A. B. 卡明斯, I. A. 吉文主编,《采矿工程手册》翻译组译,《采矿工程手册》,冶金工业出版社,1980。
46. 解世俊等,金属矿床地下开采,冶金工业出版社,1979年。
47. 冶金工业部,《冶金矿山安全规程》,1980。
48. 《煤矿矿井采矿设计手册》,煤炭工业出版社,1984。
49. 张化远,“倾斜缓倾斜矿体采矿方法及改进”《化工矿山技术》,1982。
50. “分层崩落法的假顶及其改进”,《金属矿山》,1982, №1.
51. 张化远,“无底柱分段崩落法的覆盖岩层”《矿山技术》,1976, №4.
52. 苏宏志,“具有发展前景的分段留矿崩落采矿法”,《化工矿山技术》,1980。
53. 鞍山黑色冶金矿山设计研究院采矿室,“设计采用无底柱分段崩落法的基本情况”,《矿山技术》,1976。
54. 有底部结构强制崩落采矿法 冶金工业出版社,1974年10月
55. SME, 《Mining Engineering Handbook》, volume 1, New York, 1973.
56. Daniel R. Stewart, Design and Operation of caving and sublevel stoping Mines, New York, August, 1981.
57. Hustrulid W. A., 《Underground Mining Methods Handbook》, 1982.
58. 《井巷工程施工手册》编写组,《井巷工程施工手册》,煤炭工业出版社,1979。
59. 北京有色冶金设计研究总院等编,《金属矿山充填采矿法设计参考资料》,冶金工业出版社,1978。
60. 《Proceedings of the International Symposium on Mining with Backfill》1983, 6
61. 高磊等,《矿山岩体力学》,冶金工业出版社,1979。
62. 中南矿业学院,《井巷工程》,煤炭工业出版社,1980。
63. 淮南煤矿学院,《井巷设计》,煤炭工业出版社,1983。
64. 中国金属学会采矿学术委员会,《第十一届世界采矿会议论文集》《有色矿山》编辑部,1983。
65. 叶粤文等,“长锚索在矿山工程中的应用”《有色金属》,1985, 6
66. 《小型冶金矿山设计参考资料》编写组,《小型冶金矿山设计参考资料》,冶金出版社,1981。
67. 冶金工业部,《有色金属矿山地质和测量工作条例》,1980。

- 68.《金属矿井通风防尘设计参考资料》编写组,《金属矿井通风防尘设计参考资料》冶金工业出版社,1982。
- 69.王英敏主编,《矿井通风与安全》,冶金工业出版社,1978。
- 70.平松良雄著,《通风学》,冶金工业出版社,1981。
- 71.维·布德雷克,《矿井通风学》,中国工业出版社,1964。
- 72.张化远,“关于冶金大水矿山坑内水仓设计与改进的看法”,《矿山技术》,1979年第1期。
- 73.吴志毅、汪景武、高文礼《煤矿矿井采矿设计手册》上册,煤炭工业出版社,1984。