3

采矿设计手册

井巷工程卷

中国建筑工业出版社

wenpuxi.com

ISBN7-112-09443-4/TU·5
科技新书目104-41(2000)定价:46.40元

www.DGK.com

74.3:0073
8908639

3

采矿设计手册

井巷工程卷

· 中国建筑工业出版社出版

本书为《采矿设计手册》第三卷。全书分九章，介绍了竖井、斜井、平巷、溜井、地下破碎、硐室、动力设备基础、锚喷支护和井巷注浆等。

本书在阐述理论的基础上，总结了建国以来井巷工程设计、施工、生产管理的实践经验，并吸取了国外矿山的先进技术。书后的附录中，列出了井巷工程设计常用的图表、公式、材料及有关的技术参数等。可供从事地下工程设计、施工、生产的工程技术人员使用。

责任编辑　唐炳文

采矿设计手册

（3）

井巷工程卷

*

中国建筑工业出版社出版（北京西郊百万庄）

新华书店北京发行所发行　各地新华书店经售

北京市顺义县板桥印刷厂印刷

*

开本：787×1092毫米 1/16 印张：75字数：1824千字

1989年2月第一版　1989年2月第一次印刷

印数：1—1,930册　定价：46.40元

ISBN 7—112—00445—4/TD·5

(5559)(平)

《采矿设计手册》编写单位

总编单位：

北京有色冶金设计研究总院

副总编单位：

长沙黑色冶金矿山设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

编委单位：

北京有色冶金设计研究总院

长沙黑色冶金矿山设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

长沙有色冶金设计研究院

参加单位：

长沙黑色冶金矿山设计研究院

北京有色冶金设计研究总院

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

长沙有色冶金设计研究院

南昌有色冶金设计研究院

昆明有色冶金设计研究院

兰州有色冶金设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

马鞍山钢铁设计研究院

秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院

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

《采矿设计手册》编委会顾问

费子文　　徐大铨

《采矿设计手册》编委会

总编：

张富民

副总编：

潘　燮　常林彝

编委：

张富民　潘　燮　常林彝　徐　鼎　郑锡恩　林　参　陆礼镛

前　言

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

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

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

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

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

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

《采矿设计手册》编写委员会

一九八六年十月一日

《采矿设计手册》卷目

1.《矿产地质卷》

上册：第一篇　矿山设计地质工作

第二篇　岩石力学

下册：第三篇　矿山防治水

附　录

2.《矿床开采卷》

上册：绪　论

第一篇　露天开采

下册：第二篇　地下开采

附　录

3.《井巷工程卷》

井巷工程

附　录

4.《矿山机械卷》

第一篇　矿山机械

第二篇　架空索道

附　录

《井巷工程卷》主、副编单位及编审人员

主编单位：

南昌有色冶金设计研究院

副主编单位：

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

主　编：

侯鹏翔

副主编：

吕正伦

编审人员（按姓氏笔划顺序）：

马运琪　王理才　吕正伦　刘永泰
陈云钊　陈宝有　张惠臣　侯鹏翔
唐盛杰　阎洪升

部分章的特约审稿人：

鞍山黑色冶金矿山设计研究院　　郭宝崑
兰州有色冶金设计研究院　　李长芳
南昌有色冶金设计研究院　　潘绍裘
长春黄金设计院　　钱国大　游金华
四川非金属矿山设计院　　吕宝生
烟台黄金设计研究院　　邢精一

《井巷工程卷》编写说明

《采矿设计手册》井巷工程卷由冶金工业部、中国有色金属工业总公司、化学工业部、国家建筑材料工业局及核工业部等五个部门十六个设计研究院共二十七人，在总结建国以来井巷工程设计、施工、生产管理实践并吸取了国外矿山先进的技术资料的基础上编制而成的。

《采矿设计手册》井巷工程卷的编写借鉴了国内各类矿山设计专业书籍，着意于全书的完整性、系统性。它以科学理论为指导，以三十多年的实践为基础，力求汇集最先进的技术和成功的实践经验，以供从事地下工程设计、施工、生产的工程技术人员使用。

本卷主要内容包括竖井、斜井、平巷、溜井、地下破碎、硐室、动力设备基础、锚喷支护、井巷注浆及附录共十部分。

在第一章竖井里，专门收入了按我国自己的实验实测结果提出的罐道、罐道梁计算方法。同时还编入了树脂锚杆固定罐道梁、井筒装备的防腐处理等内容；在第二章斜井里，除对斜井设计方法作以介绍外，还编入了斜井吊桥、吊桥式甩车道及斜坡道等内容；在第三章平巷里详细地介绍了平巷地压与支护的设计方法，同时还增加了用电算程序计算巷道衬砌的内容；在第四章溜井里增编了重型板式给矿机、振动放矿机装矿硐室、底卸式矿车、底侧卸式矿车卸矿硐室设计的内容；在第五章地下破碎系统里，全面介绍了地下破碎设计内容、特点及方法；在第六章硐室里论述了地下排泥库的设计内容；第七章动力设备基础作为独立的一章，突出介绍了地下大型动力设备基础，如破碎机、重型板式给矿机基础的设计理论、方法与实例；在第八章锚喷支护里汇集了国内外先进的锚喷设计理论与施工工艺，并提供了大量的实践范例；第九章井巷注浆突出井巷工程特点，介绍注浆工艺设计的理论与方法；本卷的最后部分为附录。列出了井巷工程设计常用的图表、公式、材料及其有关的技术参数等。

在地下工程结构和结构构件计算方面，均采用了极限状态法、多项系数表达式的新形式。

本书全部采用国家计委最新颁布的法定计量单位。

由于本书涉及到的规程、规范较多，且有些规程、规范正在修改更替中，当本书与现行规程、规范有矛盾时，一律以现行规程、规范为准。

书中选用的六十年代、七十年代的部分实例数据可能与目前的经济体制、技术政策不符，仅供读者参考。

由于我们编写人员技术水平和经验不足，书中一定还有不少欠妥和谬误之处，诚希读者批评指正。

目　录

第一章　竖井……1
1.1　竖井设计的一般规定及所需的资料……1
1.2　竖井断面……4
1.3　竖井井筒装备……22
1.4　井筒装备防腐……94
1.5　竖井井颈设计……110
1.6　竖井井筒支护设计……154
1.7　盲竖井……185
1.8　箕斗矿仓、装载硐室和卸载硐室……205
1.9　提升井底部结构……212
1.10　竖井延深……219
1.11　风井……227
1.12　电梯井……230
1.13　设备井……237
第二章　斜井……240
2.1　斜井种类及一般规定……240
2.2　斜井断面型式及有关设施……243
2.3　斜井井颈……256
2.4　矿车组斜井……261
2.5　箕斗斜井……289
2.6　带式输送机斜井……299
2.7　斜坡道……322
2.8　其它斜井……332
第三章　平巷(硐)……344
3.1　设计所需资料和一般规定……344
3.2　平巷断面设计……360
3.3　平巷支护结构的选择……380
3.4　平巷整体式支护结构的计算……405
3.5　平巷整体式支护结构计算程序……447
3.6　硐门及硐口……464
3.7　地震区结构设计……479
3.8　水沟……492
3.9　平巷交岔点……498
第四章　溜井和溜槽……516
4.1　溜井……516
4.2　溜槽……567
4.3　卸矿硐室……570
4.4　装矿硐室……574
4.5　装、卸矿硐室的辅助设施……595
第五章　地下破碎系统……605
5.1　地下破碎系统设计的一般规定……605
5.2　地下破碎系统的布置……605
5.3　破碎机硐室设计……640
5.4　辅助硐室及通道……649
5.5　地下破碎机硐室吊车梁设计……651
第六章　硐室……693
6.1　提升机硐室……693
6.2　水泵硐室、中央变电硐室、水仓及排泥……699
6.3　井下爆破器材库……740
6.4　井下修理硐室……747
6.5　防水闸门硐室……760
6.6　采区变电硐室……774
6.7　通风机硐室……778
6.8　井下消防材料列车库……778
6.9　其它硐室……781
第七章　地下动力设备基础……789
7.1　地下动力设备基础设计原则……789
7.2　破碎机基础……794
7.3　板式给矿机基础……825
7.4　提升机基础……839
7.5　岩石锚固基础……841
第八章　锚喷支护……844
8.1　锚喷支护设计所需资料、设计原则及一般规定……844
8.2　锚喷支护材料、配合比及物理力学性质……845
8.3　锚喷支护设计……856
8.4　锚喷支护的监控量测……950
8.5　锚喷支护机具……978
第九章　井巷注浆……989
9.1　注浆设计所需资料……989

9.2 注浆材料 …… 989
9.3 注浆工艺 ……1001
9.4 注浆设备 ……1009
9.5 地面预注浆 ……1016
9.6 竖井井筒工作面预注浆 ……1023
9.7 井壁注浆 ……1028
9.8 旋喷法 ……1032
9.9 注浆安全保护 ……1043
附录 ……1045
附录1 常用结构内力计算 ……1045
附录2 木结构构件计算 ……1063
附录3 钢构件计算 ……1068
附录4 混凝土和钢筋混凝土结构构件计算……1089
附录5 砌体结构构件计算 ……1119
附录6 井巷工程设计常用表及常用材料性能规格表 ……1128
参考文献 ……1187

第一章 竖　　井

责任编写单位　长沙黑色冶金矿山设计研究院
参加编写单位　南昌有色冶金设计研究院
核工业部第四设计研究院
广东省冶金设计院
昆明有色冶金设计研究院
华北矿建设计研究院
鞍山黑色冶金矿山设计研究院
编　写　人　胡忠陵　王汝珙　刘　樺　侯鹏翔
白惠芳　王崇义　陈云钊　樊锦蓉
吕正伦　沈承中　宁德忠　金文忠

1.1 竖井设计的一般规定及所需的资料

1.1.1 竖井（包括斜井、溜井及平巷）在位置选择时应注意的事项

（1）当采用中央竖井、斜井或平硐开拓时，提升井或运输平硐的位置应按两翼矿石运输功相等的原则确定；当为侧翼开拓时，提升井或平硐的位置应选择在矿石无反向运输的一翼。

（2）井筒、平硐及溜井应选择在比较稳定的岩层内，应尽量避开含水层、流砂层以及有潜蚀、褶曲、断层、溶洞等不良岩层；井口或平硐口的建（构）筑物应不受山崩、雪崩、滑坡、滚石、山洪、泥石流以及林火等因素的威胁。

（3）井口位置应考虑有足够的采矿工业场地和施工工业场地的面积，同时，尚应考虑公路、风水管网的铺设。

（4）为防止地表洪水淹没矿井，井口或平硐口的标高必须高于当地历史最高洪水位1 m以上。

（5）井筒、平硐的位置选择与采矿、选矿、内、外部运输条件紧密相关，有关这方面的要求见矿床开采卷。

1.1.2 竖井工程对工程地质、水文地质的勘察要求

1.1.2.1 一般规定

在井筒施工图设计之前一般应打竖井工程钻，并按竖井工程钻任务书要求提交工程地质及水文地质勘察报告。

当具下列条件之一时，可考虑不打检查钻孔，但应提交工程地质勘察报告。

（1）已有勘探资料查明竖井穿过岩层的工程地质和水文地质条件简单。

（2）井筒周围25m范围内已有钻孔，并有符合检查钻孔要求的工程地质和水文地质资料。

（3）矿区已有生产矿井，已取得了工程地质和水文地质资料及其变化规律。

1.1.2.2　钻孔的布置和技术要求

1. 钻孔的布置

（1）当水文地质条件简单、涌水量较小时，可以在井筒圆周范围内布置检查钻孔。

（2）水文地质条件中等时，在距井筒中心10～25m范围内布置一个检查钻孔，当两个井筒相距较近时，可在两井筒中间布置钻孔。

（3）水文地质条件复杂时，检查钻孔数目及布置应根据具体条件确定。

（4）专为探测溶洞或施工特殊需要的检查钻孔，可布置在井筒圆周范围内，但任何情况不得布置在井底车场巷道的上方。

水文地质条件分类见表1-1-1。

水文地质条件分类表　　表1-1-1

编号	分类名称	钻孔单位涌水量 q (l/s·m)	类型特征
1	简单类型	$q<0.1$	矿层位于地下水位以下，其含水层的充水空间不发育，涌水量小，且与地表无水力联系，或虽然含水层的充水空间发育，但距矿层较远，其间岩层结构致密，并有良好的隔水层，同时，断层的导水性微弱
2	中等类型	$q=0.1\sim1$	矿层顶、底板直接或附近有充水空间较发育、涌水量中等的含水层，虽有隔水层也不稳定，断层导水性弱，地表水与地下水无水力联系，当有水力联系时，对矿层开采无影响
3	复杂类型	$q>1$	矿层顶板或底板直接与充水空间发育、涌水量大的含水层接触，或虽不直接接触，但含水层位于未来巷道顶板裂隙带可能高度内，底板隔水层强度不足以抵抗含水层静水压力的破坏，地质构造复杂，断层导水、地下水与地表水有水力联系

2. 检查钻孔技术要求

（1）竖井检查钻孔的终孔深度应大于井筒设计深度3～5m，终孔直径应不小于91mm。

（2）检查钻孔每钻进20～30m应测斜一次，测出该钻孔的倾角、方位角、钻孔的偏斜率，偏斜率应控制在1.5%以内。

（3）应全孔取芯，其采取率在土层中和岩层中应不小于75%，在砂层、破碎带、软弱夹层和溶洞充填物中不宜小于60%，并应用物探测井法测定层位。

（4）检查钻孔应做好简易水文观测工作，对各主要含水层（组）应分层进行抽水试验，每次抽水最后一次水位降低时，采取水质分析样，同时测定水温和气温。

（5）钻进结束后，除施工过程中需要利用的钻孔外，均应用不低于M100水泥砂浆封堵严密，并设置永久性标志。

竖井工程钻应提交的内容详见表1-1-2。

竖井工程钻任务书 表 1-1-2

建设单位						
工程名称						
工程地点	省		县（市）		乡（区）	
设计概况	竖井位置	$X=$	$Y=$	井筒净直径	$D=$	
	井口标高	$Z=$	井底标高	$Z_1=$	井筒深度(m)	
	井架(塔)材料		井架(塔)高度(m)		井架(塔)荷重(kN)	
拟采用的施工方法			矿区已有地质资料及存放地点			
勘探技术要求						
勘察内容	1. 砂层测定项目 查明砂层厚度、湿度、重力密度、比重、孔隙度、渗透系数、内摩擦角（或自然安息角） 2. 土层测定项目 查明土层厚度、重力密度、比重、湿度、孔隙度、内摩擦角、内聚力、抗压强度、膨胀性 3. 基岩测定项目 查明各岩层（包括风化层）的厚度、倾角、重力密度、岩石坚固性系数 f、内摩擦角、波桑比、弹性模量、弹性抗力系数、岩层地层构造（层理、节理、裂隙、断层、破碎带、溶洞、老窿）要素和特征、RQD值 4. 水文地质测定项目 地下水类型、含水层（组）数量、含水层（组）的埋藏条件、静水位及水头压力、含水性（涌水量、渗透系数）、水质、含水层间及与地表水力联系等，若采用特殊施工方法时，应根据需要取得地下水的流速、流动方向、水温等 5. 地层内含有的有害气体情况 6. 要求提交的附件 钻孔地质柱状图、化验室及试验室报告等					
提交资料日期	年 月 日	要求提交资料发送地址及份数	设计单位 份 地址 建设单位 份 地址 施工单位 份 地址			
任务书附图	蓝 图	份 张				
委托任务单位	（公章）	提出任务书单位	（公章）			
联系人		设计总负责人	（签字）			
		提任务书人	（签字）			
		提出任务书时间	年 月 日			

1.1.3 竖井设计所需资料

（1）1:500～1:2000比例的矿区地质地形图。

（2）竖井工程地质勘察报告。

（3）开拓系统纵投影图及采矿阶段平面图。

（4）井口工业场地总平面图。

（5）当地的气象资料。

最大年降雨量、最高洪水位、冻结深度、最大风速及主导风向、最高（低）气温、地震烈度等。

（6）井筒用途、服务年限、井筒提升高度以及该井筒是否延深等。

（7）井筒内提升容器（罐笼、箕斗）、管缆的规格尺寸以及其数量和布置要求、井口机械基础布置（摇台、推车机、阻车器及箕斗装载设施等）。

（8）井筒通过的最大风速、最大件和长材料的规格。

（9）井颈内预留孔（洞）位置及规格、井架（塔）在最不利荷载作用下的支座反力及支座基础图（螺栓规格、数量及位置）。

（10）有关专业提供的井筒预埋件、其它设施（装载设施、粉矿回收设施等）。

（11）当地材料供应情况及材料来源。

1.2 竖 井 断 面

1.2.1 竖井断面布置的原则

1.2.1.1 断面布置的一般规定

（1）作为安全出口的竖井，当设有一套罐笼提升系统时，必须设置梯子间；当设有两套在动力上互不依赖的罐笼提升系统时，可不设梯子间。

梯子间的布置必须符合下列规定：

梯子的坡度不大于80°；上下两层梯子平台的距离不大于6m；上下层平台的梯子孔要错开；平台梯子孔的长和宽分别不小于0.7m和0.6m；梯子上端要高出平台1m；梯子下端距井壁不小于0.6m；梯子宽度不小于0.4m；梯子的蹬间距离不大于0.4m；梯子间与井筒提升间要严密隔开。

（2）井筒内提升容器之间、提升容器与井壁或罐道梁之间的安全间隙，必须符合表1-1-3的规定。

采用钢丝绳罐道，其提升容器之间的间隙小于250mm时，必须设防撞绳，钢丝绳罐道直径不小于32mm，防撞钢丝绳的直径不小于40mm。

提升容器的一侧装有钢轨罐道时，其导向槽外缘与罐道梁上固定罐道的固定装置之间的间隙，不得小于20mm，提升容器最突出部分和罐道梁之间的间隙，不得小于40mm。

（3）提升容器的导向槽（器）与罐道之间的间隙，应符合下列规定：

钢轨罐道每侧不得超过5mm；木罐道每侧不得超过10mm；采用钢丝绳罐道时，导向器内直径应大于罐道钢绳直径2～5mm。

（4）井筒最高允许风速不得超过下列规定：

专用风井、风硐为15m/s；专用物料提升井为12m/s；提升人员和物料的井筒及修理中的井筒为8m/s。

（5）井筒布置应力求紧凑合理，净直径较小的井筒可以采用500mm的模数进级，矩形井筒及直径较大的圆形井筒一般采用100mm模数进级。

提升容器与井壁或罐道梁之间的间隙 表 1-1-3

编号	井筒支护类型	罐道梁类别和罐道布置	需要留间隙的部分	最小间隙(mm)	备注
1	2	3	4	5	6
1	木 喷射混凝土	木质或金属罐道梁，罐道布置在提升容器的一侧或两侧	提升容器最突出部分和井壁之间距	200	提升容器正面（进出口端）装有罐道时，间隙可缩小到150mm
2	混凝土 料石	金属罐道梁，罐道布置在提升容器的一侧或两侧	提升容器最突出部分和井壁之间距	150	
3	混凝土 料石	木质罐道梁，罐道布置在提升容器的一侧或两侧	提升容器最突出部分和井壁之间距	200	
4	混凝土 木、料石	两个提升容器之间不设罐道梁	两个提升容器最突出部分之间距	200	使用钢轨罐道
5	混凝土 木、料石	不固定罐道的金属梁或木质梁	提升容器和梁之间距	150	
6	混凝土 木、料石	提升容器两边装有罐道	提升容器两侧除导向槽外，最突出部分与罐道梁之间距	40	提升容器上如装有突出的卸载滑轮时，滑轮和罐道梁之间隙增加25mm
7	混凝土 料石	提升容器正面装有木质罐道	提升容器最突出部分和罐道梁之间距	50	
8	混凝土 料石	钢丝绳罐道一单绳提升	一套提升设备的提升容器之间距	$\Delta_1 = 250 + Q\sqrt{H}$	Δ_1—提升容器之间的间隙，mm Δ_2—提升容器与井壁之间的间隙，mm H—提升高度，m Q、Q_1、Q_2—最大终端荷重，t V、V_1、V_2—最大提升速度，m/s $\Delta_1 = 300 \sim 700$mm $\Delta_2 = 240 \sim 500$mm
			两套提升设备的相邻提升容器之间距	$\Delta_1 = 250 + \frac{Q_1 + Q_2}{2}\sqrt{H}$	
			提升容器与井壁之间距	$\Delta_2 = 0.8\Delta_1$	
		钢丝绳罐道一多绳提升	一套提升设备的提升容器之间距	$\Delta_1 = 200 + QV$	
			两套提升设备的相邻提升容器之间距	$\Delta_1 = 200 + \frac{1}{2}(Q_1V_1 + Q_2V_2)$	
			提升容器与井壁之间距	$\Delta_2 = 0.8\Delta_1$	

1.2.1.2 竖井断面布置应考虑的因素

（1）圆形断面受力条件好，通风阻力小，适用于井筒服务年限大于15年的矿山；矩形断面受力条件差，但断面有效利用率高，可用木材和混凝土支护，多用于服务年限在15年以下的中、小型矿山。

（2）提升容器的类型、数量、规格、罐道型式及其布置是决定井筒断面的主要因

素；当为混合井或后期需延深的竖井断面应根据具体要求，考虑留有安装风筒或延深间的余地。

（3）根据管缆的规格、数量及安装要求在断面边部设置管缆间和梯子间，以便充分利用断面。

1.2.2 竖井断面设计

1.2.2.1 断面设计方法与步骤

竖井断面的设计方法有图解法和解析法两种。

按罐道类型不同，其设计步骤如下：

1. 刚性罐道

（1）根据井筒的用途和提升容器，选择井筒装备类型、规格，确定井筒的布置形式。

（2）初步选定罐道、罐道梁型号、截面尺寸，按表1-1-3的规定确定提升容器与井壁或罐道梁等之间的安全间隙。

（3）根据提升间、梯子间、管缆间的布置作出井筒断面布置图，确定井筒断面布置参数。

（4）用图解法或解析法求出井筒的近似直径，再按规定的井筒直径（边长）进级模数进级。

（5）按已确定的井筒断面验算罐道梁、罐道，按验算结果调整断面内的安全间隙及梯子间的断面尺寸。

（6）用允许风速校核井筒断面，作出井筒断面图。

2. 钢丝绳罐道

（1）根据井筒的用途、提升容器规格，选定钢丝绳罐道的根数和布置形式，确定井筒断面的布置形式。

（2）选择钢丝绳罐道的类型、直径，计算钢丝绳罐道的拉紧力。

（3）确定提升容器与井壁或梯子梁之间的安全间隙，布置提升间、梯子间，确定井筒断面布置的参数。

（4）用图解法或解析法求井筒的近似直径，并按井筒直径模数进级。

（5）按允许风速校核井筒断面，作出井筒断面图。

1.2.2.2 罐笼井井筒断面设计

1. 井筒各构件间平面尺寸计算

根据图1-1-1，各构件尺寸分别计算如下：

（1）罐道梁间水平中心间距：

$$L_1 = m_0 + 2(h - \Delta s) + \frac{1}{2}(b_1 + b_2) \tag{1-1-1}$$

$$L = m_0 + 2(h - \Delta s) + \frac{1}{2}(b_1 + b_3) \tag{1-1-2}$$

式中　L_1、L——两相邻罐道梁水平中心距离，mm；

m_0——提升容器要求的罐道之间的水平净间距，由罐笼型号确定，mm；

h——木质罐道的高度，mm；

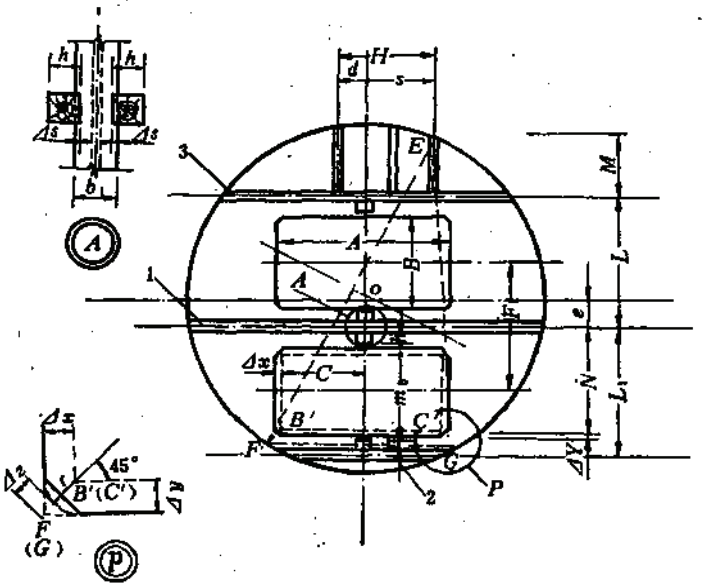


图 1-1-1 图解法确定井筒断面（双罐笼、梯子间）

1—1号罐道梁，宽度为b_1；2—2号罐道梁，宽度为b_2；3—3号罐道梁，宽度为b_3

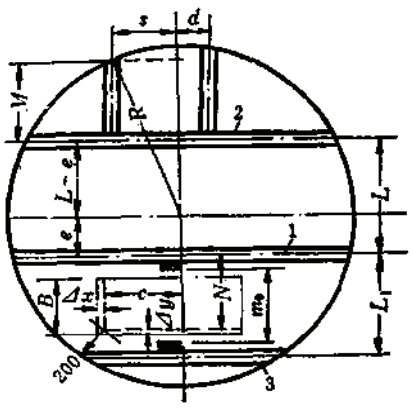


图 1-1-2 解析法确定井筒断面（双罐笼、梯子间）

1—1号罐道梁，宽度为b_1；2—2号罐道梁，宽度为b_2；3—3号罐道梁，宽度为b_3

Δs——连接处木罐道卡入钢罐梁的深度（或木罐道切口深度），mm；

b_1、b_2、b_3——罐道梁的宽度，mm。

（2）梯子间尺寸计算：

$$M = 1200 + m + \frac{b_3}{2} \tag{1-1-3}$$

$$S = H - d \tag{1-1-4}$$

式中 M——梯子间短边梁中心线与井壁的交点至梯子主梁中心线间距，mm；

m——梯子间安全隔栏的厚度，mm；

b_3——梯子主梁或罐道梁的宽度，mm；

H——梯子间的两外边次梁中心线间距，即梯子间长度，取≥1400mm；

S——梯子间短边次梁中心线至井筒中心线的距离，mm；

d——梯子间另一侧短边次梁中心线至井筒中心线的距离，考虑方便安装应不小于300mm。

2. 图解法确定井筒直径

（1）按计算出的提升间、梯子间平面结构布置尺寸，采用1:20或1:50的比例尺绘制井筒构件（装备）布置图，如图1-1-1中L_1、L、M、S、d等，按M和S值交点确定E点。

（2）对于切角罐笼的拐角收缩尺寸为$\Delta x = \Delta y$，可求得B'和C'点。以B'或C'点为圆心，$r = \Delta x = \Delta y$为半径画圆得出罐笼最突出部分与井壁间的安全界限，再从B'或C'点沿角平分线向外量取$\Delta_2 + r$，则得出F或G点。

（3）连接E、F、G三点为$\triangle EFG$，作该三角形的外接圆，确定圆心o点，井筒半径$R=oE=oF=oG$可量得，并按井筒直径进级规定进级，量得e值，取为整数。

（4）验算并调整Δ_2、M值：

$$\Delta_2=R-\sqrt{(N+e)^2+C^2}-r\geqslant \text{表1-1-3的规定} \tag{1-1-5}$$

$$M=e+\sqrt{R^2-S^2}-L\geqslant m+1200+\frac{b_3}{2} \tag{1-1-6}$$

式中　Δ_2——罐笼最突出部分与井壁之间的距离，mm；

R——井筒半径，mm；

N——罐道梁中心线至罐笼收缩尺寸Δy处的距离，mm，当罐笼不切角时，$\Delta y=0$；

e——井筒中心o点至罐道梁（最近处）中心线的距离，一般取整数值，mm；

C——井筒中心线至罐笼短边收缩尺寸Δx处的距离，$C=\frac{A}{2}-\Delta x$，当罐笼不切角时，$\Delta x=0$，mm；

r——罐笼收缩半径，$r=\Delta x=\Delta y$，当罐笼不切角时，$r=0$，mm；

Δx、Δy——罐笼拐角收缩尺寸，当为不切角时，$\Delta x=\Delta y=0$，罐笼拐角即为B'或C'点；

其余符号同前。

（5）用允许最大风速校核井筒断面。

（6）按计算的井筒支护厚度，绘制井筒断面图。

若将E点确定在梯子格短边梯子次梁中时，梯子间平台尺寸稍小，井筒断面可减小，这在管缆较少的井筒可取。

3．解析法确定井筒直径

（1）由图1-1-1和图1-1-2中的各构件平面几何关系，可列出下列方程式，并解联立方程求解出R和e值。

$$(e+N)^2+C^2=(R-\Delta_2-r)^2 \tag{1-1-7}$$

$$(L-e+M)^2+S^2=R^2 \tag{1-1-8}$$

$$N=\frac{m_0}{2}+(h-\Delta s)+\frac{b_1}{2}+\frac{B}{2}-\Delta y \tag{1-1-9}$$

当罐道梁宽度相等时用（1-1-10）式计算N：

$$N=\frac{L_1}{2}+\frac{B}{2}-\Delta y \tag{1-1-10}$$

$$C=\frac{A}{2}-\Delta x \tag{1-1-11}$$

式中　A——罐笼的长度，mm；

B——罐笼的宽度，mm；

其余符号同前。

L_1、L、M、S为已知数，代入（1-1-7）和（1-1-8）方程式联立解出R和e。

调整井筒直径D符合进级模数要求和e值为整数。

（2）根据确定的R、e值，按（1-1-5）、（1-1-6）式校核Δ_2、M，使之均符合规定。

（3）按允许的最大风速校核井筒断面。

（4）按比例和计算的井壁厚度绘制井筒断面图。

当M值的梯子次梁改为距中筒中心为d的梁时，则用下列（1-1-12）方程和(1-1-7)方程联立解得R和e，井筒断面较经济。

$$(L-e+M)^2+d^2=R^2 \tag{1-1-12}$$

当罐笼不切角时，$r=\Delta x=\Delta y=0$，罐笼拐角即为B'或C'点。

1.2.2.3 双箕斗井井筒断面设计（图1-1-3）

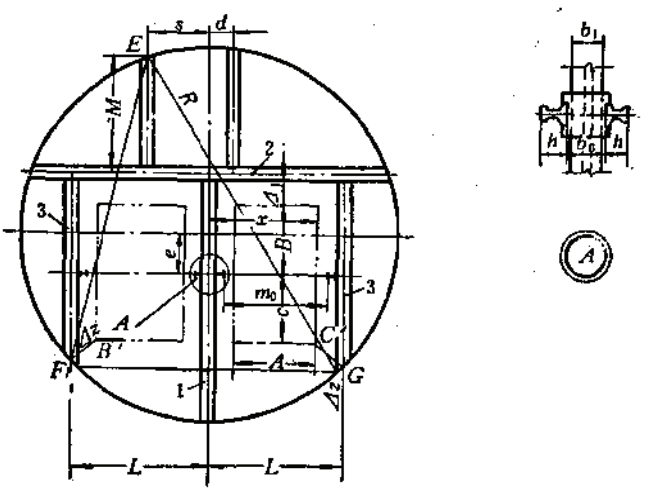


图 1-1-3 双箕斗井筒断面

1—1号罐道梁；2—2号罐道梁；3—3号罐道梁

1．井筒各构件平面尺寸计算

井筒各构件平面尺寸按下式计算：

$$L=m_0+2h+b_0 \tag{1-1-13}$$

$$x=\frac{1}{2}(L+A) \tag{1-1-14}$$

式中 L——箕斗两侧罐道梁中心线间的距离，mm；

m_0——箕斗两罐道间的间距，mm；

h——罐道的高度，mm；

b_0——同一根罐道梁双侧安装罐道时，两罐道底面的间距，等于罐道梁的宽度加上两个连接垫板的厚度，mm；

x——罐道梁中心线至箕斗外边缘的距离，mm；

A——箕斗的宽度，mm。

M、S、d计算与罐笼井筒的相同。

2．图解法确定井筒直径

（1）按计算出的提升间、梯子间平面结构布置尺寸，用1:20或1:50的比例尺绘出井筒断面布置图，如图1-1-3所示。

（2）确定E、F、G三点。

根据梯子次梁的定位尺寸M、S和d确定E点，沿箕斗拐角B'或C'点角平分线向井壁方

向量取Δ_2，得F或G两点。

（3）连接E、F、G三点成$\triangle EFG$，作该三角形的外接圆得圆心o点，量得井筒半径（直径）近似值，再按井筒直径进级规定进级，量得井筒中心线至箕斗罐道中心线的距离e，并取为整数。

（4）验算并调整M、Δ_1和Δ_2：

$$\Delta_2 = R - \sqrt{x^2 + (C+e)^2} \geqslant \text{表1-1-3规定} \tag{1-1-15}$$

$$\Delta_1 = \sqrt{R^2 - S^2} + e - M - B - \frac{b_2}{2} \geqslant \text{表1-1-3规定} \tag{1-1-16}$$

$$M = \sqrt{R^2 - S^2} + e - \Delta_1 - B - \frac{b_2}{2} \geqslant m + 1200 + \frac{b_2}{2} \tag{1-1-17}$$

式中　e——井筒中心线至罐道中心线的距离，mm；

R——井筒近似净半径，$D=2R$，mm；

B——罐道中心线距箕斗一端的距离，mm；

C——罐道中心线距箕斗另一端的距离，mm；

Δ_1——箕斗最突出部分距梯子梁内边的安全距离，查表1-1-3确定；

b_2——梯子梁的宽度，mm；

其余符号同前。

（5）风速校核验算。当箕斗井不进、出风时，不必进行验算。

（6）根据井壁计算厚度，绘制井筒断面图。

3．解析法确定井筒直径

由图1-1-3中各构件间的平面几何关系，建立联立方程式（1-1-18）、（1-1-19），解得R和e：

$$\left(M + \frac{b_2}{2} + \Delta_1 + B - e\right)^2 + S^2 = R^2 \tag{1-1-18}$$

$$x^2 + (C+e)^2 = (R - \Delta_2)^2 \tag{1-1-19}$$

式中　Δ_2——箕斗最突出部分与井壁间的安全距离，查表1-1-3确定；

其余符号同前。

井筒半径R和e值求得后，其以后的设计计算与图解法的相同。

1.2.2.4　钢丝绳罐道井筒断面设计

1．钢丝绳罐道平面布置型式及适用条件

钢丝绳罐道平面布置型式国内矿山常用的有对角式、三角式、四角式和单侧布置四种，见图1-1-4、表1-1-4～表1-1-7。

对角式布置一般适用于浅井或提升终端荷载较小的单绳提升小型矿井；

三角式布置一般适用于提升终端荷载较小的中、小型矿井；

四角式布置是常用的布置型式，提升容器运行比较平稳，多用于深井和提升终端荷载较大的大、中型矿井；

单侧布置适用条件与四角式基本相同，由于增大两提升容器之间的距离，罐道钢丝绳之间空间大，便于运送大型设备。

2．钢丝绳罐道布置原则

单绳提升钢丝绳罐道提升容器摆动实测结果表 表 1-1-4

工程项目		测试项目								
		提升终端荷载 Q (N)	提升速度 v (m/s)	钢丝绳罐道 刚性系数 K_{min}(N/m)	钢丝绳罐道 数目(根)	钢丝绳罐道 直径 d (mm)	实测最大平均摆动量 U_{max}(mm)	最大平均扭转量 U_u (mm)	扭转占摆动位移百分比 $(U_u/U_{max}$ % $)$	实测容器最大扭转角度 (°)
南票四矿主井	空罐	47000	5.6	434	4	34	109	100	92	5°21′
	重罐	66000	5.6	434	4	34	140	128	91	6°40′
坨城副井	空罐	46470	6.74	591.6	4	34	102	96	94	4°26′
	重罐	70470	6.74	591.6	4	34	149	130	87	6°08′
坨城主井	空罐	47670	8.08	726.4	4	34	37	33	89	1°57′
张小楼副井	空罐	46700	7.8	850	4	34	43	30	70	2°02′
	重罐	71200	7.8	850	4	34	59	45	76	2°29′
张小楼主井	空罐	48700	8.18	712.7	4	34	66	57	86	3°26′

多绳提升钢丝绳罐道容器摆动实测结果表 表 1-1-5

工程项目		测试项目								
		终端荷载 Q (kN)	提升速度 V (m/s)	钢丝绳罐道 刚性系数 K_{min} (N/m)	钢丝绳罐道 根数 (根)	提升高度 (m)	容器角点最大平均位移 U (mm)	容器角点最大位移量 U_{max} (mm)	容器中心最大平行摆动量平均值 U' (mm)	容器中心最大平行摆动量最大值 U'_{max} (mm)
鹤岗南山副井	空罐	91	2.57	800	4	340	46	60	32	35
	空罐	91	6.0	800	4	340	48	56	35	40
	重罐	110	6.0	800	4	340	50	60	34	40
姚桥副井	空罐	78.8	7.8	610	4	390	71	81	48	56
姚桥主井	空罐	186.37	9.7	693	4	320	113	150	58	108
大屯孔庄副井	空罐	78.8	7.8	590	4	380	65	73	39	48
	重罐	97.5	7.8	590	4	380	73	95	39	56
大屯孔庄主井	空罐	134	6.5	634	4	360	72	86	32	46
台吉主井	空罐	155.9	3.74	700	4	700	57	78	26	34
	空罐	155.9	10.4	700	4	700	85	104	45	50
	重罐	181.15	10.4	700	4	700	86	98	41	46

（1）罐道钢丝绳位置应尽量远离提升容器的回转中心，一般靠近提升容器两长边端部布置，可减小提升容器运行时产生的摆动量。

（2）四角式布置钢丝绳受力较均匀，使用寿命长，运行平稳，设计中应优先选用。

我国部分矿井使用钢丝绳罐道情况表

表 1-1-6

矿井名称	北票台吉主井	大隆主井	鹤岗南山副井	姚桥主井	姚桥副井	孔庄主井	孔庄副井	凤凰山混合井		丰山箕斗井	南票大窑沟矿
井筒深度(m)	775/925	449/674	360	440	465	500	476	362/604	362/604	200/450	312/670
提升机	多绳 φ2.8×4	单绳 φ6	多绳 φ2.25×4	多绳 φ2.8×4	多绳 φ1.85×4	多绳 φ1.85×4	多绳 φ1.85×4	多绳 φ2×6	多绳 φ1.75×4	多绳 φ2.25×4	单绳 φ3
提升速度 (m/s)	10.4	12.5	6	9.7	7.8	6.5	7.8	8	8	7.95	5.6
提升容器 容器型式	双箕斗	双箕斗	罐笼 平衡锤	双箕斗	双罐笼	双箕斗	双罐笼	箕斗 平衡锤	罐笼 平衡锤	箕斗 平衡锤	双罐笼
提升容器 自重力 (kN)	90	114	56	150	54	100	54	125	50	82	38
提升容器 载重力 (kN)	75	90	64	90	50	60	59	105	60	80	32
终端荷载 (kN)	165	204	120	240	104	160	104	230	110	162	70
罐道钢丝绳 规格	密封 φ38.5	φ36.5×19+1	密封 φ38.5 φ34.5-6×7	密封 φ40.5	6×19-φ40.5	密封 φ40.5	φ40.5 6×19+1	半密封 φ41	半密封 φ41	密封 φ35.5	6×7-φ32
罐道钢丝绳 布置方式	四角	四角	单侧四绳	四角	四角	四角	四角	四角	四角	四角	单侧四绳
罐道钢丝绳 拉紧装置	重锤	重锤	重锤	重锤	重锤	重锤	重锤	重锤	重锤	重锤	井架弹簧拉杆
罐道钢丝绳 拉紧力 (kN)	105	50	60.58					50~55	50~55	20	30~33
间隙 容器之间 (mm)	800	700	300	650	420	400	420		350	480	398
间隙 容器与井壁之间 (mm)								330	275(190)	350	380
防撞钢丝绳											6×7-φ32 6×19-φ37
备注	已使用	已使用	已使用	76年投产	76年投产	77年投产	76年投产				

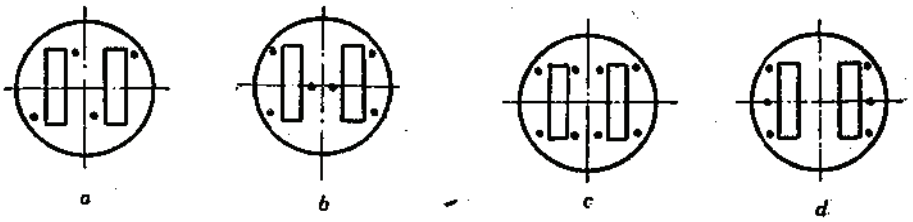


图 1-1-4 钢丝绳罐道平面布置型式

a—对角式布置；b—三角式布置；c—四角（对称）式布置；d—单侧布置

国外部分矿山使用钢丝绳罐道概况表 表 1-1-7

国籍及矿井名称		井筒深度 H (m)	井筒直径 D (m)	容器载重量 Q (t)	提升速度 v (m/s)	罐道绳数目 n_1 (根)	防撞绳数目 n_2 (根)	容器之间间隙 Δ_1 (mm)	容器与井壁之间间隙 Δ_2 (mm)
科特格列伊夫1号井	英国	577	6.78	15	10.4	4	—	395	365
莫斯利-科姆门4号井	英国	787	5.5		14.0	4	2	400	450
别维尔科乌茨1号井	英国	824	6.79		14.9	4	—	1145	350
别维尔科乌茨2号井	英国	861	6.79	12	14.5	4	—	1050	450
马克耶夫矿区巴扎诺夫主井	苏联	1060	7.0	12	9.8				
什塔佛费利费利坚	法国	878		10	16.5	4	4	500	400
齐格佛里德-基津	联邦德国	750	4.5	8	15	4	4	440	375
兰斯巴赫	联邦德国	750	4.5	9	12	4	2	300	400
马克斯-拉杰曼	联邦德国	456	3.44	1.65	14	4	—	850	200
肯-克里克-马伊	美国	827	7.0	20		4		700	
纽-莫德捷尔方钦2号井	南非①	872	6.1	15	20.3	4	4	763	630
纽-莫德捷尔方钦1号井	南非	685	5.5	15	20.3	4	2	457	440
克拉文15号井	南非	1061	6.08	15	17.5	4	2	458	345

① 在白人种族主义者统治下，下同。

（3）当井筒较深或两个提升容器有发生碰撞危险时，应在两个提升容器间设置2～4根防撞钢丝绳，其间距应为提升容器长度的3/5～4/5。

3．钢丝绳罐道井筒断面设计

钢丝绳罐道井筒断面设计方法与刚性罐道井筒的基本相同，按其具体情况确定计算参数，设计方法见本节1.2.2.2和1.2.2.3有关部分。

1.2.3 井筒断面实例

各类井筒断面实例及有关参数参见图1-1-5～图1-1-22和表1-1-8～表1-1-11。

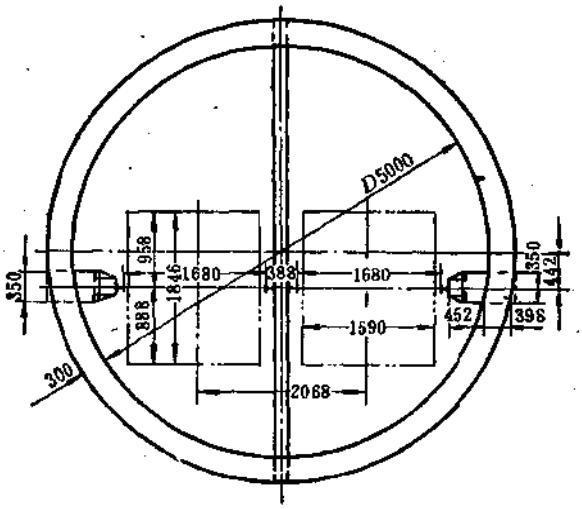


图 1-1-5　双箕斗钢筋混凝土悬臂罐道梁井筒断面

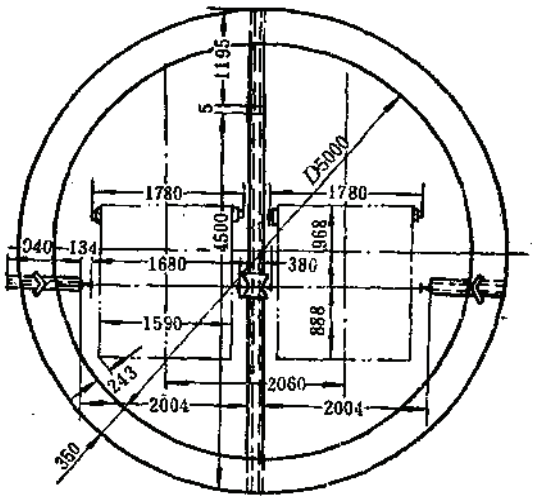


图 1-1-6　双箕斗工字钢悬臂罐道梁井筒断面

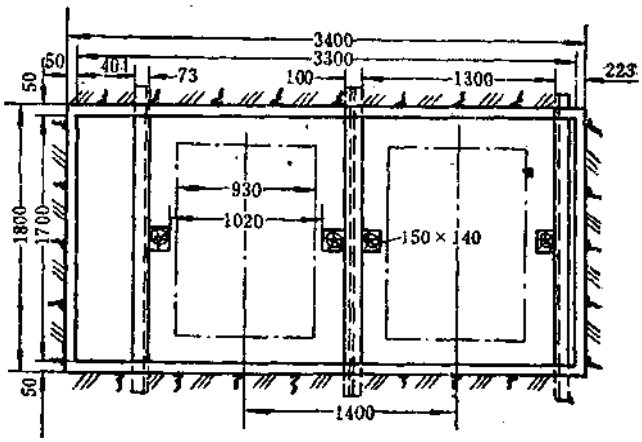


图 1-1-7　1号双罐笼矩形井筒断面

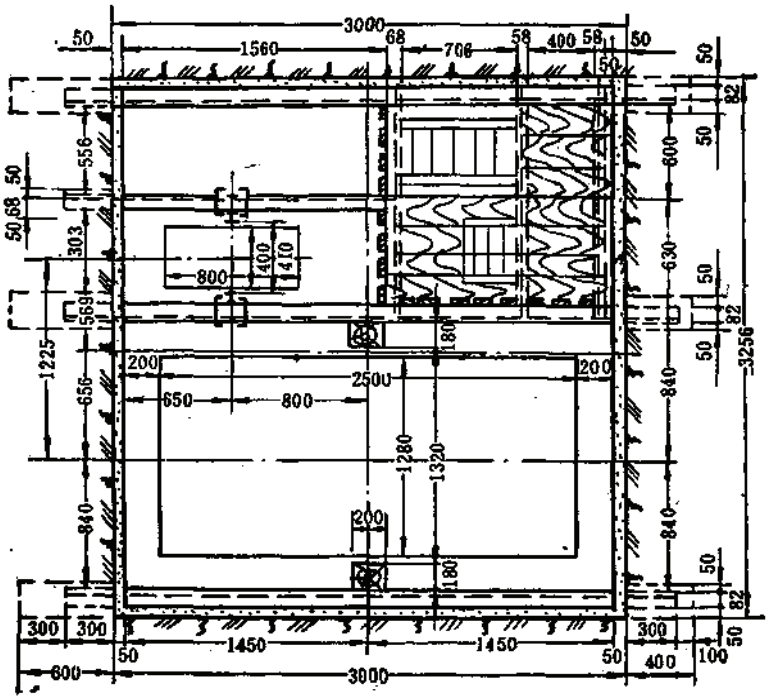


图 1-1-8 4号单罐笼平衡锤矩形井筒断面

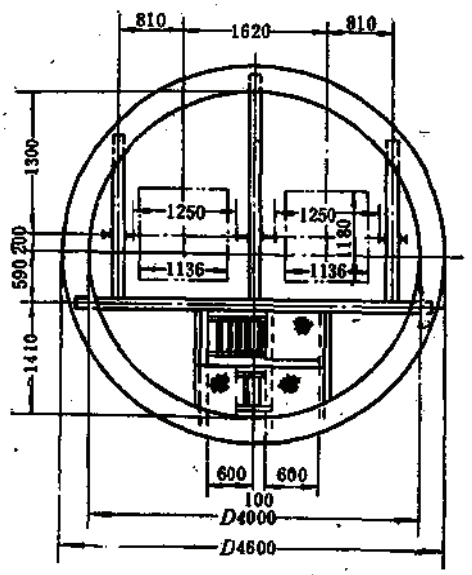


图 1-1-9 2.1m³双箕斗井筒断面

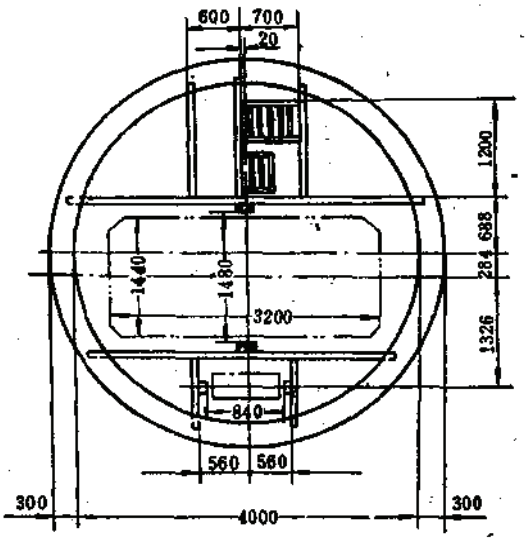


图 1-1-10 5a单罐笼平衡锤井筒断面

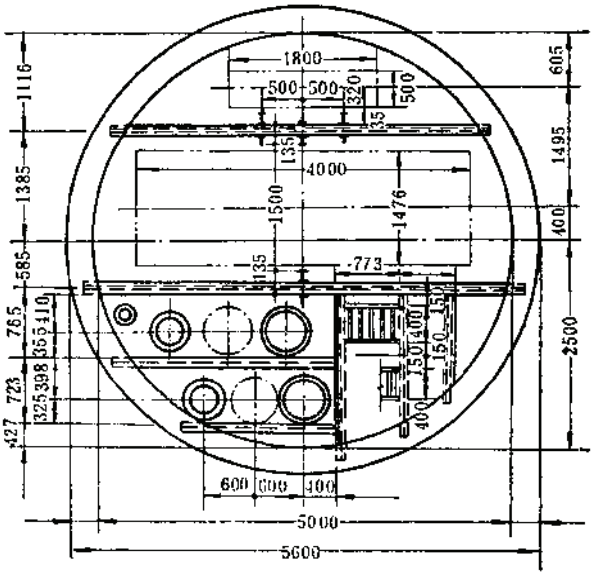


图 1-1-11　单罐笼平衡锤井筒断面

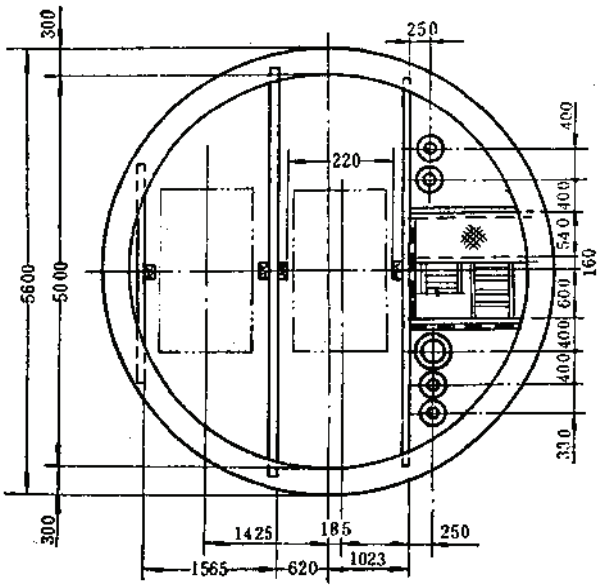


图 1-1-12　3号双罐笼井筒断面

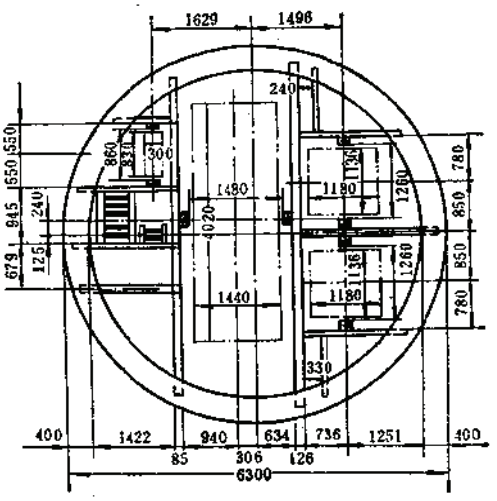


图 1-1-13　单罐笼双箕斗混合井筒断面

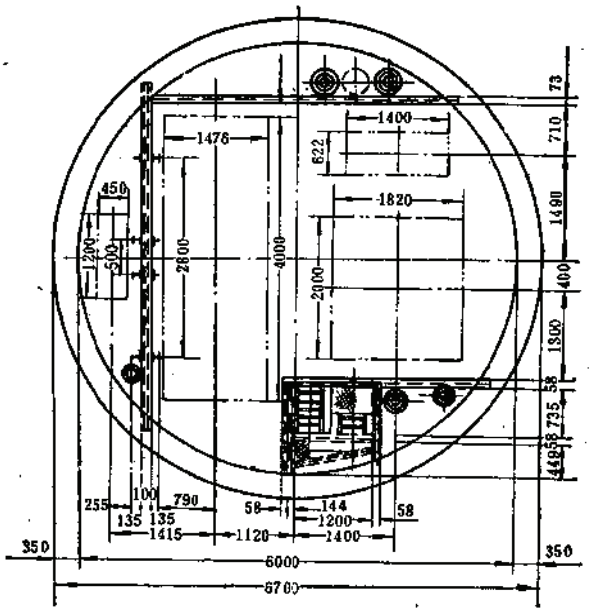


图 1-1-14 单罐笼单箕斗混合井筒断面

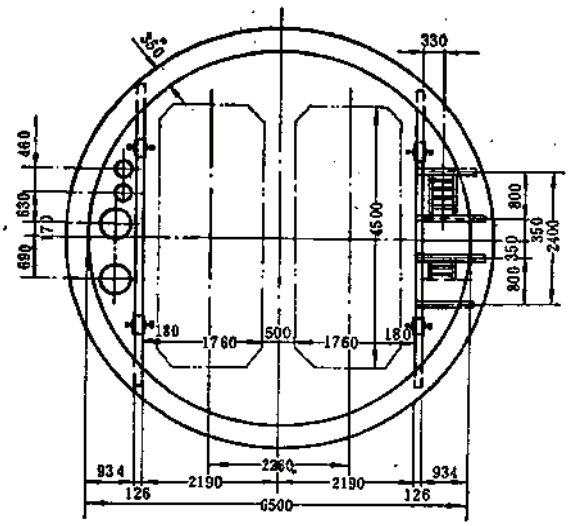


图 1-1-15 双罐笼井筒断面

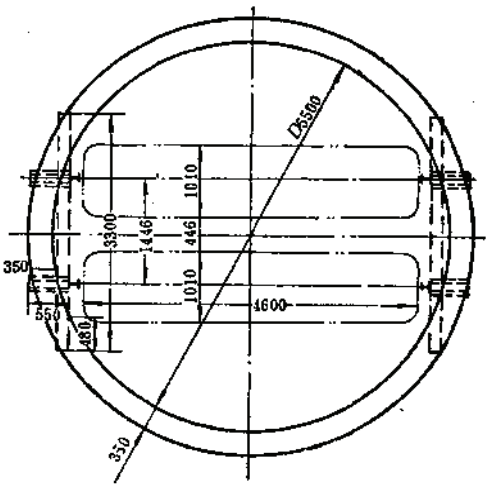


图 1-1-16 单层1t煤车双车双罐笼井筒断面

竖井井筒断面实例表　　表 1-1-8

矿井名称			香帘竖井	某矿竖井	某矿主井	狮山矿副井	某矿主井	中条山矿主井	某矿主井	某矿副井
井筒	边长或直径(m)		3.3×1.7	3.256×3.0	$D4$	$D4$	$D5$	$D5.5$	$D6$	$D6.5$
	断面	净(m^2)	5.61	9.15	12.56	12.56	19.63	23.76	28.3	33.18
		掘(m^2)	6.12	9.77	16.62	16.62	24.63	31.17	35.3	40.72
	深度(m)					180				252
支护	木材规格	立柱(mm)								
		框架(mm)								
	混凝土	强度等级	喷射混凝土	喷射混凝土	C15		C15			
		壁厚(mm)	50	50	300	300	300	400	350	350
罐道梁	材料		槽钢	槽钢	工字钢	槽钢	工字钢、槽钢	工字钢、槽钢	工字钢、槽钢	工字钢
	规格(mm)		[20_a	[27_a	I20_a	[27_a，[14_p	I20_a，[20_a	I30_a，[30_a	I20_a，[20_a	I30_a
	间距(mm)				4168	2000	2500	2000	4168	3126
罐道	材料		木材	木材	钢轨	木材	木材	木材	钢轨	钢轨
	规格(mm)		150×140	200×180	38kg/m	200×180	180×150	箕斗 150×150 罐笼 200×200	38kg/m	38kg/m
提升设备	容器		双罐	单罐	双箕斗	单罐笼	双罐笼	单罐笼、双箕斗	单罐笼、单箕斗	双罐笼
	规格		1号	4号	2.1m^3	5a	3号	4020×1440 2.1m^3	4000×1476 16t	4500×1760
	矿车									
材料消耗	木材(m^3/100m)						12			
	混凝土(m^3/100m)				405		439		720	
	钢材(t/100m)				36		17		27	
井筒穿过岩层					花岗闪长斑岩		千枚岩 $f=4\sim6$		灰岩、石灰岩 $f=8\sim12$	
备注			吊挂螺栓 M20		井颈配筋	梯子平台间距4m				梯子平台间距3.126m
图例			图1-1-7	图1-1-8	图1-1-9	图1-1-10	图1-1-12	图1-1-13	图1-1-14	图1-1-15

悬臂罐道梁井筒断面实例表　　表 1-1-9

矿井名称		平顶山七矿	铜川三矿	鹤壁三矿	鹤壁四矿
井筒直径D(m)		5.0	5.5	5.0	5.0
井筒深度H(m)		160	200	255	216
提升容器规格		4t双箕斗	单层1t双车双罐笼	6t箕斗	4t双箕斗
罐道梁材料		工字钢	工字钢	钢筋混凝土	钢筋混凝土
罐道梁规格(mm)	主梁	I20_b		120×300×5600	120×300×5600
	悬臂梁	I20_b	I24_b	150×350×850	150×350×850

续表

矿井名称	平顶山七矿	铜川三矿	鹤壁三矿	鹤壁四矿
罐道梁层间距（mm）	4168	2630	4168	4168
钢轨罐道规格(kg/m)	38	24	38	38
图例	图1-1-6	图1-1-16		图1-1-5

钢丝绳罐道井筒断面实例表 表 1-1-10

矿井名称		淄博某矿三井	萍乡某矿暗井	南票某矿主井	开滦某矿混合井	英国串利克列哥1号井	南非克拉文15号井
井筒	净直径D（m）	3.8	4.5	5.0	7.7	7.02	6.08
	净断面（m²）	11.34	15.9	19.63	46.57	38.7	29.03
	掘进断面（m²）		22.06	24.63			
	深度H（m）	158	116	312	600	606	1061
支护	支护材料	砖，钢轨井圈加固	混凝土砖	料石			
	支护厚度（mm）		400	300			
提升设备	容器	罐笼	罐笼	罐笼	双罐笼，9t双箕斗		罐笼
	规格	0.75t单层单车	1.5t单层单车	1t双层单车	1.7t三层单车，9t		双层
	提升速度（m/s）	3.0	5.6	5.6	9.35	19	提人15，提物料17.5
终端荷载（kN）		34	76	80	161	63.2	150
罐道绳规格		6×7-φ24.5	6×19-φ40	6×7-φ32	φ40.5		φ44.5
防撞绳规格			6×19-φ40	6×7-φ32			φ50.8
安全间隙	容器与井壁之间（mm）	290	200	120			
	容器之间（mm）	200	280	460	箕斗330 罐笼400		
拉紧方式	井底拉紧	井底绳卡	重锤		重锤	重锤	杠杆重锤
	井架拉紧	井架螺杆	井架绳卡	井架弹簧螺杆			
拉紧力	罐道绳（kN）		15	45		91.33	109
	防撞绳（kN）					60.9	116
图例		图1-1-17	图1-1-18	图1-1-19	图1-1-20	图1-1-21	图1-1-22

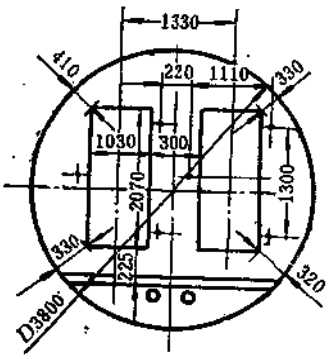


图 1-1-17 单层单车双罐笼井筒断面

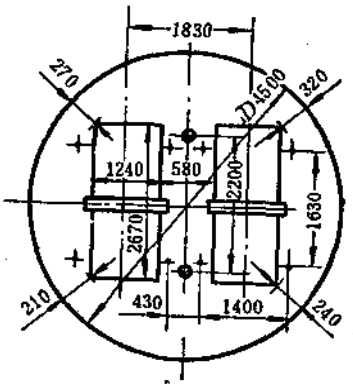
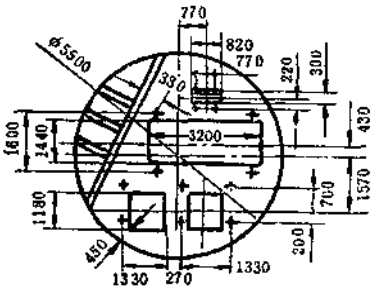
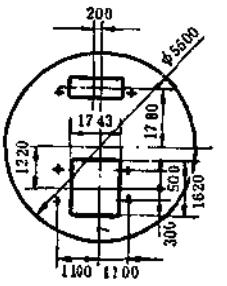


图 1-1-18 单层单车双罐笼井筒断面

部分金属矿山钢丝绳

矿井名称			红透山铜矿混合井		梅山铁矿主井
提升容器	容器型式		2.1m³翻转箕斗	0.55m³双车单层罐笼	26t单箕斗
	导向器型式		铸铁衬套管	铸铁衬套管	铸铁衬套管
	导向器寿命（日）		30	10	
井筒	净直径D（m）		5.5	5.5	5.5
	深度H（m）		210、87	240、87	312、512
	用途		矿石	人员、材料、废石	矿石
间距	两容器之间	最突出部分（mm）	180	278	
	容器与井壁之间	正常段（mm）	150	200	300
		最小段（mm）	80	100	
提升设备	提升机型号		KJM2.25×4	KJM2.25×4	ϕ3×6（瑞典引进）
	提升钢丝绳规格		三角股ϕ21	三角股ϕ21	三角股ϕ32
	终端荷载（kN）		128	93	480
罐道绳	钢丝绳规格		6×7-ϕ32	6×7-ϕ32	密封式ϕ45
	拉紧装置	型式	重锤	重锤	重锤
		拉紧力（kN）	35	35	58
刚性罐道	安装位置（m）		井口18，井底18	井口10，井底10	井口14，井底14
	布置方式		两侧	两侧	两侧
	材料		方钢	方钢	木材
断面布置图例					
备注			1986年10月投产		1971年投产

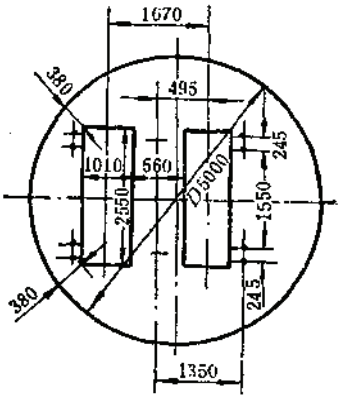


图 1-1-19　双层单车双罐笼井筒断面

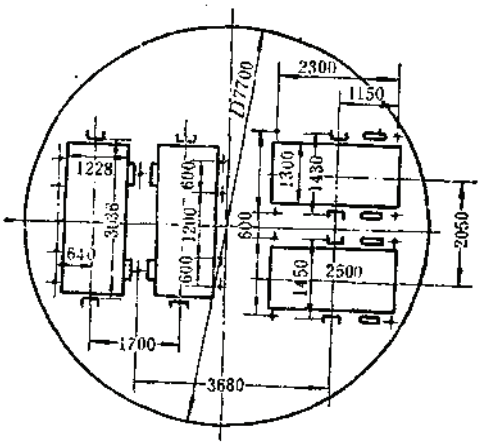
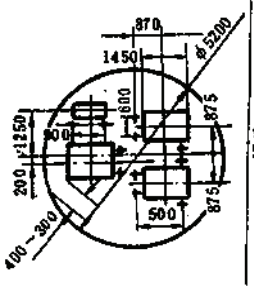
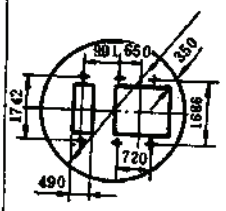
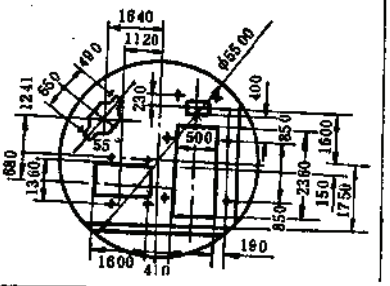
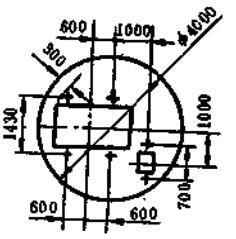


图 1-1-20　双箕斗三层双罐笼混合井筒断面

罐道井筒断面实例 表 1-1-11

凡口铅锌矿箕斗井	丰山铜矿箕斗井	凤凰山铜矿混合井		程潮铁矿罐笼井
5t双箕斗 铸铁衬套管	8t单箕斗 铸铁衬套管	10.5t单箕斗 铸铁衬套管	单罐笼 铸铁衬套管	改装3号单罐笼 铸铁衬套管
5.2 397.532 矿石	4.0 114.413 矿石	5.5 537 矿石、废石	5.5 587 人员、材料、设备	4.0 230/440 紧急提升人员、材料
约300	350	280 190	280 190	300
KJM2.25×4 三角股φ22	KJM2.25×4 三角股φ22 162	φ2×6（瑞典引进） 三角股φ22 230	φ1.75×4（引进） 三角股φ22 110	26M2500/1220-24 6×19+1-φ23 40.5
密封式φ35.5	密封式φ35.5	密封式φ30	密封式φ30	6×19-φ37
重锤 43	重锤 20	重锤 50～55	重锤 50～55	重锤 30
井口8.5，井底5.2 两侧 钢轨	两侧 木材	两侧	两侧	两侧
			
1971年10月投产	1972年投产	1970年6月投产		1970年投产

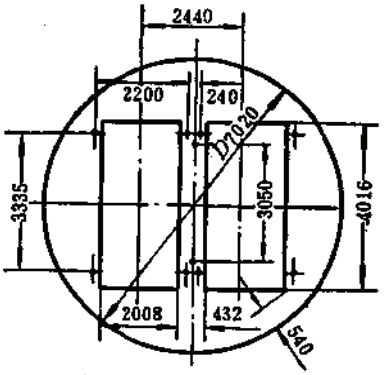


图 1-1-21 双罐笼井筒断面

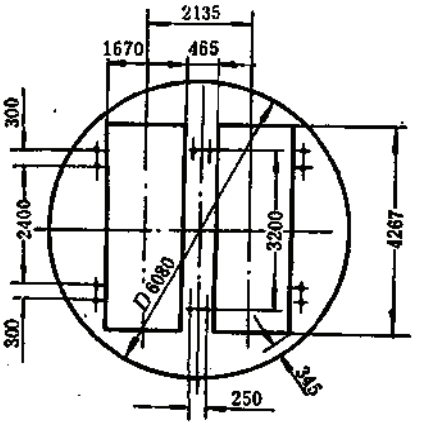


图 1-1-22 双层双罐笼井筒断面

1.3 竖井井筒装备

竖井井筒中一般装备有罐道、罐道梁、楔形罐道、挡罐梁、钢丝绳罐道的拉紧装置以及梯子间、各种管路、电缆等设施，井筒装备的内容据井筒用途不同而异，按罐道结构型式的不同，分为刚性罐道和柔性罐道。各种类型井筒装备的优缺点见表1-1-12。

各种类型井筒装备的优、缺点　　表 1-1-12

项目	罐道梁		罐道				
	空心矩形断面	型钢	柔性罐道	刚性罐道			
			钢丝绳	木	钢轨	型钢组合	空心矩形
加工复杂程度	一般	一般	简单	一般	一般	复杂、质量不易保证	一般
安装	不复杂	方便	快速、方便	不方便	方便	速度慢	不复杂
容器运用			平稳	较平稳	较平稳	平稳	平稳
使用寿命	是型钢梁的2倍	较长	长	短	较短	是钢轨的2倍	是钢轨的2倍
维护	简单	简单	量小	量大	量较大	量小	量小
通风阻力	较小	较大	小	大	较小	较小	较小
防火	防火	防火	防火	不防火	防火	防火	防火
容器与罐道阻力			小	大	较大	小	小
抗水平力性能	好	很差		较差	差	好	好
井筒断面利用率	高	高	低	高	高	高	高
井底水窝			深度大				
井架负荷			增大				
发生事故可能			小	大	大	小	小
钢材耗量	少	多	少		较少	多	少
装备投资	较低	较高	最低	高	较低	较高	低

1.3.1 罐道与罐道梁的计算及截面选择

1.3.1.1 罐道的计算与选择

对木罐道以垂直力为主进行控制计算，对钢罐道则以水平力为主进行控制计算。

1. 按垂直力计算木罐道

1）设计荷载计算

作用于木罐道上的垂直荷载，按断绳保险器的制动力F考虑，一般按动力法计算：

$$\left.\begin{aligned}&\text{当终端荷重最小时，}F=6\gamma_0\gamma_Q G_0\\&\text{当终端荷重最大时，}F=2\gamma_0\gamma_Q G_1\\&\text{当罐笼载满人员时，}F=4\gamma_0\gamma_Q G_2\end{aligned}\right\}\qquad(1\text{-}1\text{-}20)$$

式中　G_0——空罐加一人重，kN；

G_1——罐笼、矿车和物料的重力之和，kN；

G_2——罐笼自重加满载人员时重，kN；

γ_0——结构重要性系数，取$\gamma_0=1.1$；

γ_Q——活荷载分项系数，取$\gamma_Q=1.4$。

根据1981年作的断绳保险器制动力动态电测资料，推荐制动力按下式计算：

$$F = 5\gamma_0\gamma_Q G_0 \tag{1-1-21}$$

2）截面尺寸的确定

罐道截面尺寸可先以类比法按表1-1-13初选，经强度验算后，最后确定。

木罐道尺寸选用表　　表 1-1-13

提升容器种类及特征	1号、2号、3号（单、双层）罐笼	4号、5号（单、双层）罐笼	1～5号罐笼的平衡锤
罐道截面$b\times h$（mm×mm）	180×160(150)	200×180	150×120

木罐道的危险截面一般在罐道与罐道梁连接处或两层罐道梁的中间部位，按偏心受压构件进行验算，其内力计算简图见图1-1-23，内力计算见下列公式：

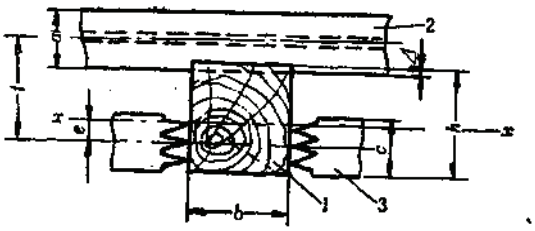


图 1-1-23　罐道计算简图

1—木罐道；2—罐道梁；3—卡爪

偏心矩　$e = \dfrac{h-c}{2}$　　(1-1-22)

轴向力　$N = \dfrac{1}{2}F$　　(1-1-23)

弯矩　$M = Ne$　　(1-1-24)

式中　h——木罐道截面高度，m；

c——断绳保险卡爪宽度，一般取$c = 0.09$m；

N——设计轴向力，kN；

M——设计弯矩，kN·m。

罐道强度验算：

$$\frac{N}{\varphi A_0} + \frac{Mf_c}{W_n f_m} \leqslant f_c \tag{1-1-25}$$

当$\lambda < 91$时：

$$\varphi = \frac{1}{1+\left(\dfrac{\lambda}{65}\right)^2} \tag{1-1-26}$$

当$\lambda \geqslant 91$时：

$$\varphi = 2800/\lambda^2 \tag{1-1-27}$$

$$\lambda = \frac{l_0}{i}$$

$$i = \sqrt{\frac{I}{A}}$$

式中　φ——纵向弯曲系数；

A_0——木罐道截面的计算面积，m²；

W_n——木罐道净截面抵抗矩，m³；

f_c——木材的顺纹抗压设计强度，kPa；

f_m——木材抗弯设计强度，kPa；

λ——木罐道的长细比；

l_0——木罐道的计算长度，m；

A——木罐道的毛截面面积，m^2；

I——木罐道的毛截面惯性矩，m^4。

2．按水平力计算罐道

1）设计荷载计算

联邦德国1977年出版的《竖井与斜井装备的技术规程》中规定的有关水平力计算公式：

对罐道与罐道梁的正面水平力：

$$F_h = \frac{1}{12}\gamma_0\gamma_Q G \quad (1\text{-}1\text{-}28)$$

对罐道与罐道梁的侧面水平力：

$$F_s = 0.8F_h \quad (1\text{-}1\text{-}29)$$

对罐道与罐道梁的垂直力：

$$F_v = 0.25F_h \quad (1\text{-}1\text{-}30)$$

式中　G——最大终端提升荷载，kN；

F_h、F_s、F_v——分别为罐道与罐道梁的正面、侧面及垂直作用力，kN。

我国竖井井筒装备水平力测试始于1977年，由于该项工作做的不多，仅将1977年至1986年对11个矿井的测试资料列入表1-1-14中，供设计者参考。

对罐道与罐道梁的正面水平力测试结果　　表 1-1-14

序号	提升速度v（m/s）	终端荷载G（kN）	水平力F_{hk}（kN）
1	$14>v>12$	$200>G\geqslant100$	$G/16$
2	$12\geqslant v\geqslant10$	$200>G\geqslant100$	$G/16\sim G/20$
3	$12\geqslant v\geqslant10$	$300>G\geqslant200$	$G/40\sim G/30$
4	$v<10$	$300>G\geqslant200$	$G/45\sim G/30$
5	$v<10$	$200>G\geqslant100$	$G/30\sim G/20$
6	$v<10$	$G<100$	$G/20$

罐道及罐道梁上所受的设计荷载按下列公式计算：

$$F_h = \gamma_0\gamma_Q F_{hk} \quad (1\text{-}1\text{-}31)$$

$$F_s = 0.8F_h \quad (1\text{-}1\text{-}32)$$

$$F_v = 0.25F_h \quad (1\text{-}1\text{-}33)$$

式中　F_{hk}——水平力，按表1-1-14选取；

其他符号同前。

2）内力计算及截面选择

（1）按刚性支点三跨梁计算（图1-1-24）：

● 原式为 $F_h = \frac{1}{12}G$，因我国《钢结构设计规范》规定钢结构按极限状态设计，故乘以γ_0、γ_Q两个系数。

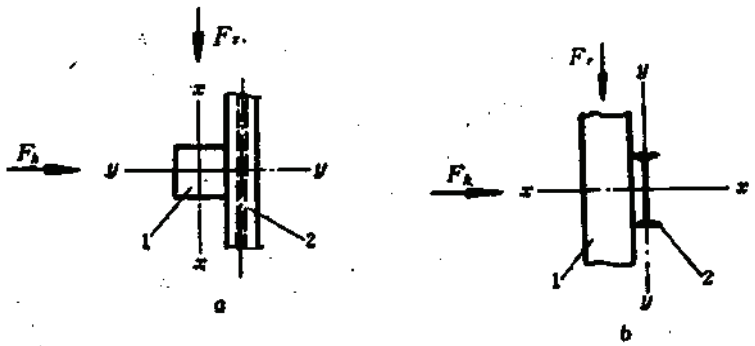


图 1-1-24 水平力和中性轴关系图

1—罐道，2—罐道梁

$$M_x = \frac{1}{5} F_h L_0 \tag{1-1-34}$$

$$M_y = \frac{1}{5} F_v L_0 \tag{1-1-35}$$

式中 M_x、M_y——罐道正面和侧面的最大弯矩，kN·m；

L_0——罐道梁层间距，m。

按强度条件选择罐道截面：

当为钢罐道时：

$$\frac{M_x}{\gamma_x W_{nx}} + \frac{M_y}{\gamma_y W_{ny}} \leqslant f \tag{1-1-36}$$

式中 f——钢材的抗弯设计强度，kN/m²；

W_{nx}、W_{ny}——对x轴和y轴的净截面抵抗矩，m³；

γ_x、γ_y——截面的塑性发展系数，按直接承受动力荷载考虑，取$\gamma_x = \gamma_y = 1.0$。

当为木罐道时：

$$\frac{M_x}{W_{nx}} + \frac{M_y}{W_{ny}} \leqslant f_m \tag{1-1-37}$$

式中 f_m——木材的顺纹抗弯设计强度，kPa；

W_{nx}、W_{ny}——对x轴和y轴的净截面抵抗矩，m³。

$$\frac{VS}{I_x b} \leqslant f_v \tag{1-1-38}$$

式中 S——中和轴以上毛截面积对中和轴的面积矩，m³；

V——设计剪力，kN；

b——木罐道的截面宽度，m；

f_v——木材的抗剪设计强度，kPa；

I_x——构件对x轴的毛截面抵抗矩，m⁴。

挠度计算：

$$v_1=\frac{F_hL_0^3}{68EI_x}\leqslant\frac{1}{250}L_0 \tag{1-1-39}$$

式中　v_1——罐道最大挠度，m；

E——罐道材料的弹性模量，kN/m²；

I_x——对x轴的惯性矩，m⁴。

（2）按简支梁计算：

$$\left.\begin{aligned}M_x&=\frac{1}{4}F_hL_0\\M_y&=\frac{1}{4}F_xL_0\end{aligned}\right\} \tag{1-1-40}$$

按强度条件选择罐道截面：

当为钢罐道时：

$$\frac{M_x}{\gamma_xW_{nx}}+\frac{M_y}{\gamma_yW_{ny}}\leqslant f \tag{1-1-41}$$

当为木罐道时：

$$\frac{M_x}{W_{nx}}+\frac{M_y}{W_{ny}}\leqslant f_m \tag{1-1-42a}$$

$$\frac{VS}{I_xb}\leqslant f_v \tag{1-1-42b}$$

符号意义同前。

挠度计算：

$$v_1=\frac{F_hL_0^3}{48EI_x}\leqslant\frac{1}{250}L_0 \tag{1-1-43}$$

1.3.1.2　**罐道梁的计算与选择**

1．以水平力为主时的罐道梁计算

按强度条件选择罐道梁：

$$\frac{M_h}{\gamma_yW_{ny}}+\frac{M_v}{\gamma_xW_{nx}}+\frac{M_z}{\gamma_xW_{nz}}\leqslant f \tag{1-1-44}$$

$$M_h=\frac{F_hab}{L_0}$$

Mh=Fhab/L0

$$M_v=\frac{F_vab}{L_0}=\frac{0.25F_hab}{L_0}$$

Mv=Fvab/L0=0.25Fhab/L0

式中　M_z——由罐道、罐道梁、梯子、管线等重力荷载设计值所产生的弯矩，求设计荷载时，应将重力乘以$\gamma_0\gamma_G=1.32$的系数，其中γ_G为永久荷载分项系数，取1.2；

a、b——罐道梁与罐道连接处距罐道梁两个端点的距离，m；

L_0——罐道梁的计算长度，m；

其他符号意义同前。

挠度计算：

当水平力作用于罐道梁所在平面时，可认为该力完全由该层罐道梁承担，其挠度按下列公式计算：

最大挠度 $$v_{max}=\frac{F_h b}{3E'I'_y L_0}\sqrt{\left(\frac{a^2+2ab}{3}\right)^3}\leqslant\frac{1}{250}L_0 \quad (1\text{-}1\text{-}45)$$

罐道梁与罐道连接处的挠度：

$$v=\frac{F_h a^2 b^2}{3E'I'_y L_0}\leqslant\frac{1}{250}L_0 \quad (1\text{-}1\text{-}46)$$

式中 E'——罐道梁材料的弹性模量，kN/m²；

I'_y——罐道梁对y轴的惯性矩，m⁴；

v_{max}——罐道梁的最大挠度，m；

v——力作用点处罐道梁的挠度，m。

当罐道梁按简支梁计算，如图1-1-25所示，且力作用在罐道中间时，罐道梁的挠度按下式计算：

$$v_2=\frac{F_h a^2 b^2}{6E'I'_y L_0}\leqslant\frac{1}{250}L_0 \quad (1\text{-}1\text{-}47)$$

当以水平力为主计算时，总挠度不应超过 δ值，以防脱轨，即

$$v=v_1+v_2\leqslant\delta \quad (1\text{-}1\text{-}48)$$

$$\delta=h-2h_1-2h_2-0.02$$

式中 h——提升容器导槽深度，m；

h_1——导向槽与罐道之间的最大安装容许间隙，m；

h_2——每侧罐道最大容许磨损量与导向槽最大容许磨损量之和，m。

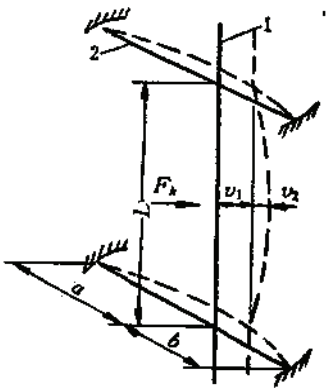


图 1-1-25 罐道总挠度示意图

1—罐道；2—罐道梁

2. 垂直力为主时罐道梁计算

1）垂直力的传递与分布

（1）均匀传递与分布

通常的计算方法认为：断绳保险器制动时产生的制动力(垂直力)，通过罐道平均传给三层罐道梁，每根罐道梁承受的荷载为：

$$F_1=\frac{F}{n\frac{L}{l_0}} \quad (1\text{-}1\text{-}49)$$

式中 n——容器两侧的罐道根数，$n=2$；

L——每根罐道木长度，一般为6m；

l_0——罐梁层间距，一般取$L_0=2$m；

F——断绳时的制动力，按式(1-1-20)和式(1-1-21)计算。

（2）连续传递与分布

1979年、1981年两次动态电测结果表明：断绳制动力是通过罐道连续传递到每层罐道梁上的，它基本上分布在沿井筒全深的所有罐道梁上，距制动点最近的一根罐道梁上承受

的荷载最大，其值为下列两式之和：

$$F_1=\frac{F}{16} \tag{1-1-50}$$

$$F_2=\gamma_0\gamma_G F_G \tag{1-1-51}$$

2）按强度条件选择罐道梁截面

当为钢罐道梁时：

$$W_x\geqslant\frac{M_{Nt}}{\gamma_x f} \tag{1-1-52a}$$

$$M_{Nt}=0.35M_N+0.65\sqrt{M_N^2+(K_0\alpha_0T)^2} \tag{1-1-52b}$$

$$M_N=\frac{(F_1+F_2)ab}{L_0}+M_G \tag{1-1-52c}$$

$$T=(F_1+F_2)t \tag{1-1-52d}$$

$$t=\frac{b_1+h}{2}-\Delta+e$$

式中　M_{Nt}——弯、扭合成弯矩，kN·m；

M_N——制动力和其他重力在梁上产生的弯矩，kN·m；

M_G——由罐道梁、平台等自重荷载产生的设计弯矩值，kN·m；

F_1——制动力，kN；

F_2——罐道自重荷载设计值，kN；

F_G——作用在一根罐道梁上的罐道自重，kN；

T——扭矩，kN·m；

L_0——罐道梁的计算长度，m；

a、b——力作用点至罐道梁两端支座的距离，m；

K_0——罐道梁的截面形状系数，对于矩形$K_0=1.5$；对工字形$K_0=3$；

α_0——材料系数，对木材$\alpha_0=6.15$；对钢材$\alpha_0=1.0$。

3）挠度计算

挠度按下式计算：

$$v=\frac{F_1b}{3EI_xL_0}\sqrt{\left(\frac{a^2+2ab}{3}\right)^3}+\frac{5qL_0^4}{384EI_x}\leqslant\frac{1}{250}L_0 \tag{1-1-53}$$

式中　I_x——罐道梁截面对x轴的惯性矩，m^4；

q——除F_1之外的作用在梁上的等效均布荷载，kN/m。

4）整体稳定性验算

能符合附录3.2.2.1中规定的三种情况的罐道梁，可不必验算其整体稳定性，否则，应按下式验算罐道梁的整体稳定性：

$$\frac{M_{Nt}}{\varphi_bW_x}\leqslant f \tag{1-1-54}$$

对轧制槽钢　$\varphi_b=\frac{570bt}{l_1h}\ \frac{235}{f_y}$

式中　φ_b——整体稳定系数，对工字形截面梁按《钢结构设计规范 GBJ17—87》附录

确定；

W_x——按受压纤维确定的梁毛截面抵抗矩，m^3；

h、b、t——分别为槽钢截面高度和翼缘宽度和厚度，m；

f_y——钢材的屈服强度，kPa；

l_1——受压翼缘的自由长度，m；

其他符号意义同上。

3．悬臂罐道梁的计算

由于悬臂罐道梁的受力特点和支座处的条件限止，故它不宜作为承受制动荷载的构件，当用于承受水平荷载时，也必须十分注意悬臂梁支座处的安装质量，因该处极易松动。

（1）在正面水平力作用下，井壁局部承压强度计算：

$$F_h \leqslant 1.5\beta f_c A_l \qquad (1\text{-}1\text{-}55)$$

$$\beta = \sqrt{\frac{A_b}{A_l}}$$

式中 A_l——混凝土局部承压面积，m^2；

A_b——局部承压时的计算面积，m^2，按图附-4-2确定；

f_c——混凝土的抗压强度设计值，kN/m^2。

（2）侧向水平力作用下悬臂梁的抗弯强度：

$$\frac{F_z L}{\gamma_y W_y} \leqslant f \qquad (1\text{-}1\text{-}56)$$

（3）侧向挠度计算（图1-1-26）：

$$v_z = \frac{F_z L^3}{3EI_y} \qquad (1\text{-}1\text{-}57)$$

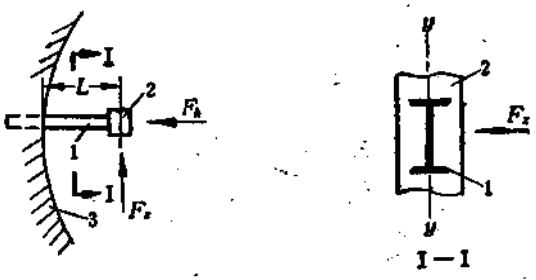


图 1-1-26 悬臂梁计算简图

1—悬臂梁；2—罐道；3—井壁

4．罐道梁的疲劳计算

当采用型钢罐道梁，应力循环次数 $n \geqslant 10^5$，或提升速度 $v \geqslant 10m/s$，荷载 $G \geqslant 85kN$ 时，需进行疲劳验算，验算时采用标准荷载。

常幅度疲劳计算公式：

$$\Delta\sigma \leqslant [\Delta\sigma] \qquad (1\text{-}1\text{-}58)$$

$$[\Delta\sigma] = \left(\frac{c}{n}\right)^{1/\beta}$$

式中 $[\Delta\sigma]$——常幅度疲劳的应力幅，kPa；

n——应力循环次数；

c、β——系数，根据《钢结构设计规范》附录中“疲劳计算的构件和连接分类表”，按表1-1-15取用。

计算部位每次应力循环中最大拉应力 σ_{max} 取正值；计算部位每次应力循环中最小拉应力或压应力 σ_{min} 拉取正、压取负值。

系数 c、β 值　　表 1-1-15

构件和连接类别	1	2	3	4	5	6	7	8
c	1940×10^{12}	861×10^{12}	3.26×10^{12}	2.18×10^{12}	1.47×10^{12}	0.96×10^{12}	0.65×10^{12}	0.46×10^{12}
β	4	4	3	3	3	3	3	3

1.3.2 罐道与罐道梁结构

1.3.2.1 罐道梁层距及其长度

适当地加大罐道梁的层距，会收到较好的经济效果，但必须满足其强度和挠度的要求。

（1）在终端荷载不超过300kN，提升速度不超过14m/s的情况下，当提升容器采用滚轮罐耳、型钢组合罐道或空心矩形罐道时，罐道梁的层间距可到6m；当为木罐道时，罐道梁的层间距不宜超过3m。

（2）当提升速度小于6m/s，终端荷重小于30kN时，除木罐道外的其他罐道和罐耳，罐道梁的层间距均可采用6～6.252m。

（3）在一般情况下，钢罐道的罐道梁层间距采用4m或4.168m；木罐道的罐道梁层间距采用2m。

罐道梁长度按下式计算（图1-1-27）：

$$L=2(\sqrt{R^2-b^2}+a) \qquad (1\text{-}1\text{-}59)$$

式中　L——罐道梁长度，mm；

b——井筒中心至罐道梁内边缘（槽钢）或罐道梁中轴线（工字钢）的垂直距离，mm；

R——井筒内半径，mm；

a——罐道梁埋入井壁内的长度，为井壁厚度的$\frac{2}{3}$，且不应小于梁的高度，mm。

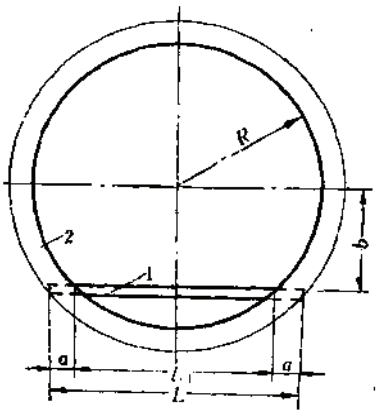


图 1-1-27　罐道梁长度计算简图

1—罐道梁；2—井壁

1.3.2.2 锚杆支承托架固定井筒装备

用树脂、快硬水泥卷或砂浆锚杆支承托架固定井筒装备，是矿井建设中出现的新技术，它对加快井筒安装速度，缩短建井工期，降低成本，保证井壁完整性及减少井筒淋水等具有明显地效果。

1、适用条件及要求

（1）可用于固定罐道梁、梯子平台梁、管线托架梁等构件。对于井筒中受力较大的梁（如排水管托梁、楔形罐道梁、防撞梁等），必须进行单独设计，确保其安全可靠。

（2）适用于混凝土及钢筋混凝土井壁，混凝土强度等级不低于C_{20}；对于其他结构形式的井壁，视围岩情况、漏水大小等慎重考虑后再采用。

（3）当井筒淋水大或锚杆孔内有集中涌水时，必须采取有效措施制止后方可采用。

（4）锚杆孔长度方向应与井筒径向线方向一致，并尽量减少托架的悬臂长度，一般不超过600mm。

2．设计与计算（图1-1-28）

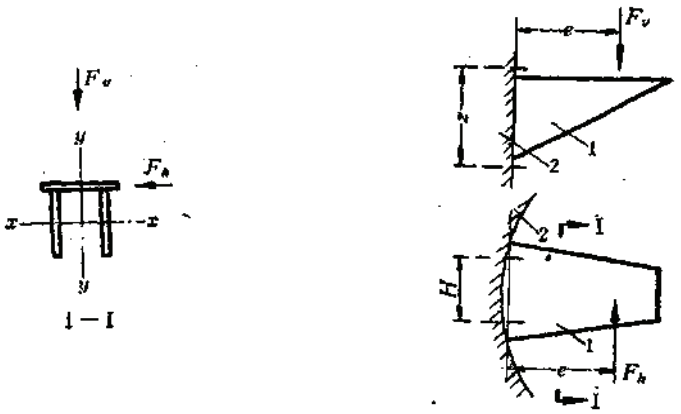


图 1-1-28 托架计算简图

1—托架，2—井壁

1）锚杆杆体截面选取

锚杆杆体截面按下式选取：

$$A_s \geqslant \frac{\sqrt{F_0^2+3v_0^2}}{f_y} \tag{1-1-60}$$

$$F_0=\frac{2F_v e}{nZ}+\frac{2F_h e}{nH}$$

$$v_0=\frac{\sqrt{F_v^2+F_h^2}}{n}$$

式中 A_s——选用的一根锚杆的截面积，m^2；

F_0——一根锚杆承受的拉力，kN；

v_0——一根锚杆承受的剪力，kN；

f_y——锚杆的抗拉设计强度，kN/m^2；

F_v——作用于支承托架上的垂直设计荷载，kN；

F_h——作用在支承托架上的水平设计荷载，kN；

n——固定支承托架的锚杆总根数；

e——力作用点至井壁与托架板接触面之距离，m；

H——锚杆的水平间距，m；

Z——锚杆的垂直距离，m。

2）锚杆锚固力验算

锚杆锚固力验算如下：

$$F_0<0.7\pi dLC_1 \tag{1-1-61}$$

$$F_0<C_2\pi d_1 L \tag{1-1-62}$$

式中　d——锚杆直径，m；

L——锚固长度，m；

d_1——锚杆孔直径，m；

C_1——锚杆与锚固剂间的设计粘结强度，kN/m²；对树脂锚杆$C=2500$kN/m²；对砂浆锚杆$C=1400$kN/m²；

C_2——锚固剂与锚孔壁间的粘结力，对树脂锚杆可取10500kN/m²；对砂浆锚杆可按表1-8-39选取。

3）支架托架计算

（1）支架托架的强度：

$$\frac{F_h e}{\gamma_y W_y}+\frac{F_v e}{\gamma_x W_x}\leqslant f \tag{1-1-63}$$

式中符号意义同前。

（2）当支承托架各构件用焊接连接时，其壁板（贴井壁的钢板）焊接强度按下式计算：

在垂直力作用下：

$$\sqrt{\left(\frac{F_v e}{W_x}\right)^2+\left(\frac{F_v}{A}\right)^2}\leqslant f_f^w \tag{1-1-64}$$

在水平力作用下：

$$\sqrt{\left(\frac{F_h e}{W_y}\right)^2+\left(\frac{F_h}{A}\right)^2}\leqslant f_f^w \tag{1-1-65}$$

在垂直力与水平力共同作用下：

$$\sqrt{\left(\frac{F_v e}{W_x}\right)^2+\left(\frac{F_h e}{W_y}\right)^2+\left(\frac{F_v}{A}\right)^2+\left(\frac{F_h}{A}\right)^2}\leqslant f_f^w \tag{1-1-66}$$

式中　e——力作用点到壁板焊缝的距离，m；

A——壁板贴角焊缝的截面积，m²；

W_x、W_y——对x轴和y轴的截面抵抗矩，m³；

f_f^w——贴角焊缝的设计强度，kN/m²。

罐道梁与支承托架的螺栓连接计算：

按抗剪计算：

$$\sqrt{F_h^2+F_z^2}\leqslant n_v\cdot\frac{\pi d^2}{4}f_v^b \tag{1-1-67}$$

按承压计算：

$$\sqrt{F_h^2+F_z^2}\leqslant n_v d\ \Sigma\ t f_c^b \tag{1-1-68}$$

式中　n_v——受剪面数目，即螺栓根数；

d——螺栓直径，m；

Σt——在同一受力方向承压面较小构件的总厚度，m；

f_v^b——螺栓的抗剪设计强度，kN/m²；

f_c^b——螺栓的承压设计强度，kN/m²；

F_h、F_z——分别为作用在支承托架上的正面与侧面设计荷载（水平方向），kN。

1.3.2.3 罐道、罐道梁的连接

1．罐道梁的连接

罐道梁一般为整根，但有时为了安装方便，节省钢材，加快安装速度，可将整根梁分成长、短两根，并应符合下列技术要求。

（1）连接应遵照等强度原则，保证整体工作；

（2）方便安装，上下层接头须错开。

（3）不能因接头突出部分而减小装备与提升容器间的安全间隙。

（4）接头位置应在弯矩较小处，短梁长度应符合$L \geqslant 2c+(200\sim300)$mm，$c$为梁窝深度，mm。

1）螺栓槽钢夹板连接

此种连接见图1-1-29和图1-1-30，连接尺寸见表1-1-16。

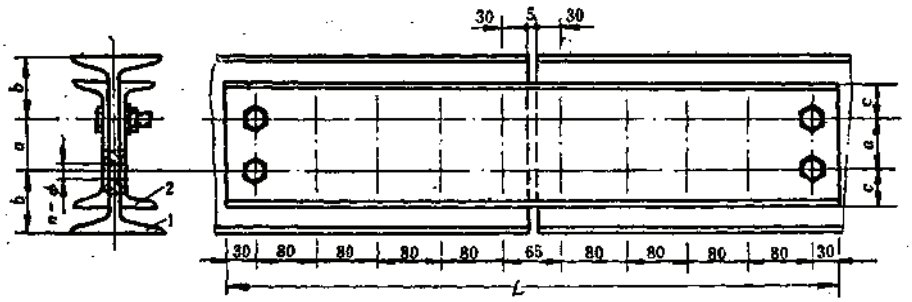


图 1-1-29 工字钢梁、螺栓槽钢夹板连接

1—工字钢梁；2—槽钢夹板

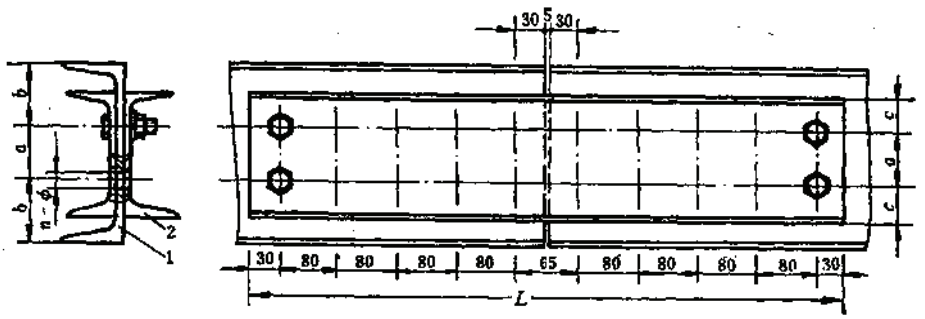


图 1-1-30 槽钢梁、螺栓夹板连接

1—槽钢梁；2—槽钢夹板

2）夹板焊接连接

夹板焊接连接见图1-1-31和图1-1-32，其尺寸见表1-1-17和表1-1-18。

2．罐道连接、罐道与罐道梁连接

1）木罐道与钢罐道梁连接

（1）木罐道在罐道梁间对接见图1-1-33～图1-1-35和表1-1-19。

（2）木罐道在罐道梁处搭接见图1-1-36～图1-1-38和表1-1-20。

罐道梁螺栓连接尺寸表　　表 1-1-16

梁型号	工字钢	I 20a	I 22a	I 25a	I 28a	I 32a
	槽钢	⊏20c	⊏22a	⊏25a	⊏28a	⊏32a
连接槽钢	型号	⊏14a	⊏16a	⊏18a	⊏20a	⊏25a
	长度 l(mm)	605	605	605	605	765
	数量	2	2	2	2	2
螺栓孔直径 (mm)		18	18	20	20	20
螺栓孔数 n		16	16	16	16	20
a (mm)		60	70	80	100	130
b (mm)		70	75	85	90	95
c (mm)		40	45	50	50	60

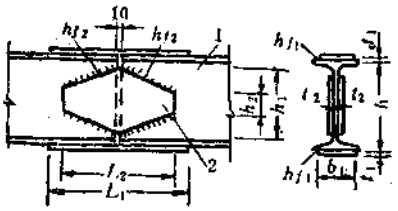


图 1-1-31　工字钢夹板焊

1—罐道梁；2—连接夹板

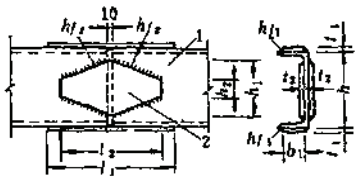


图 1-1-32　槽钢夹板焊接

1—槽钢梁；2—连接夹板

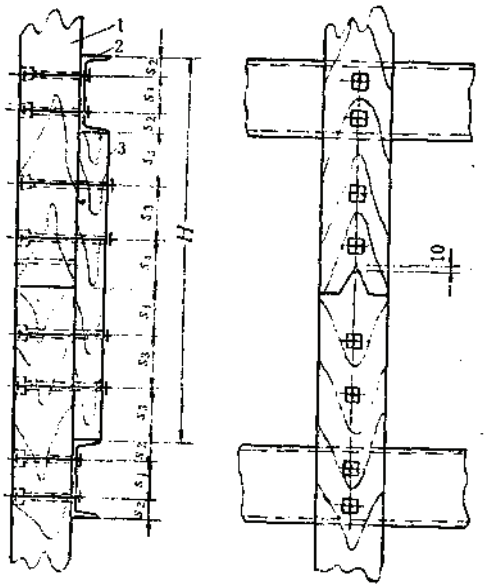


图 1-1-33　槽钢罐道梁单侧对接

1—木罐道；2—槽钢罐道梁；3—衬木

工字钢梁焊接连接尺寸表 表 1-1-17

型号	翼缘水平盖板				腹板垂直盖板				
	b_1	t_1	l_1	h_{f1}	h_1	h_2	t_2	l_2	h_{f2}
	(mm)				(mm)				
I10	55	10	250	5	65	40	6	110	5
I12.6	60	11	300	5	80	55	6	140	5
I14	65	12	290	6	100	65	8	150	6
I16	70	13	340	6	115	75	8	170	6
I18	80	14	390	6	135	85	8	200	6
I20a	85	14	440	6	150	90	8	240	6
I20b	85	15	450	6	150	75	8	300	6
I22a	90	16	400	8	170	100	8	280	6
I22b	90	16	410	8	170	85	8	340	6
I25a	95	17	440	8	195	130	10	260	8
I25b	95	17	450	8	195	115	10	320	8
I28a	100	18	490	8	225	150	10	310	8
I28b	100	18	410	10	225	135	10	370	8
I32a	105	20	470	10	260	165	10	380	8
I32b	105	20	470	10	260	150	10	450	8
I32c	110	20	480	10	260	130	10	530	8
I36a	110	23	510	10	295	200	12	380	10
I36b	110	23	520	10	295	185	12	440	10
I36c	110	23	450	12	295	170	12	510	10
I40a	110	25	470	12	330	225	12	430	10
I40b	115	24	480	12	330	205	12	510	10
I40c	115	24	490	12	330	185	12	580	10
I45a	120	26	540	12	375	245	12	520	10
I45b	120	26	540	12	375	225	12	600	10
I45c	125	24	510	12	375	205	12	690	10
I50a	130	28	620	12	420	270	12	600	10
I50b	130	28	620	12	420	250	12	630	10
I50c	130	26	580	12	420	225	12	780	10
I56a	130	31	590	14	475	325	14	600	12
I56b	135	30	600	14	475	305	14	680	12
I56c	135	28	560	14	475	285	14	770	12
I63a	140	32	650	14	545	375	14	690	12
I63b	145	31	660	14	545	350	14	790	12
I63c	145	29	610	14	545	325	14	880	12

2）钢轨罐道连接及罐道与罐道梁连接

钢轨罐道的接头通常位于罐道梁上，接头方式有两种：一种为销连接，即在罐道轨头中心钻一个直径10～16mm、深30～40mm的孔，孔内插入长为50～70mm的销子，这种方式不易更换，且易脱落和剪断；另一种方法是采用锻制的钢夹子连接，见图1-1-39。图1-1-40和图1-1-41分别为钢轨罐道双侧连接和单侧连接。

槽钢罐道梁焊接连接尺寸表　　表 1-1-18

型号	翼缘水平盖板				腹板垂直盖板				
	b_1	t_1	l_1	h_{f1}	h_1	h_2	t_2	l_2	h_{f2}
	(mm)				(mm)				
⊏8	30	13	190	5	45	20	6	100	5
⊏10	35	13	220	5	60	30	6	120	5
⊏12.6	40	13	220	6	85	45	6	150	5
⊏14a	45	13	240	6	95	55	8	160	6
⊏14b	45	14	250	6	95	45	8	200	6
⊏16a	50	14	270	6	115	65	8	190	6
⊏16	50	14	280	6	115	55	8	230	6
⊏18a	55	14	290	6	130	75	8	220	6
⊏18	55	15	310	6	130	65	8	270	6
⊏20a	60	15	340	6	150	90	8	240	6
⊏20	60	15	340	6	150	75	8	300	6
⊏22a	60	16	360	6	165	100	8	260	6
⊏22	65	15	360	6	165	85	8	330	6
⊏25a	60	17	300	8	195	120	8	300	6
⊏25b	60	17	310	8	195	105	8	370	6
⊏25c	65	17	320	8	195	80	8	450	6
⊏28a	65	17	320	8	220	135	8	350	6
⊏28b	65	17	340	8	220	110	8	440	6
⊏28c	65	18	340	8	220	80	8	520	6
⊏32a	70	19	380	8	255	175	10	330	8
⊏32b	70	19	390	8	255	155	10	410	8
⊏32c	75	19	400	8	255	135	10	480	8
⊏36a	75	24	460	8	285	185	10	410	8
⊏36b	75	25	460	8	285	165	10	490	8
⊏36c	80	24	480	8	285	145	10	570	8
⊏40a	80	26	450	10	320	210	12	430	10
⊏40b	80	27	450	10	320	195	12	500	10
⊏40c	80	28	460	10	320	175	12	580	10

木罐道在两层罐道梁中间对接尺寸表　　表 1-1-19

罐道梁层间距H (mm)	单面对接		双面对接	尺寸 (mm)			
	罐道梁型号	罐道梁型号	罐道梁型号	s_1	s_2	s_3	s_4
2000	⊏18	I 18	I 18	90	45	350	210
	⊏20	I 20	I 20	100	50	350	200
	⊏22	I 22	I 22	110	55	350	190
	⊏25	I 25	I 25	120	65	350	175
	⊏28	I 28	I 28	130	75	340	180
	⊏32	I 32	I 32	140	90	340	160
2500	⊏18	I 18	I 18	90	45	450	260
	⊏20	I 20	I 20	100	50	450	250
	⊏22	I 22	I 22	110	55	450	240
	⊏25	I 25	I 25	120	65	450	225
	⊏28	I 28	I 28	130	75	450	210
	⊏32	I 32	I 32	140	90	445	200

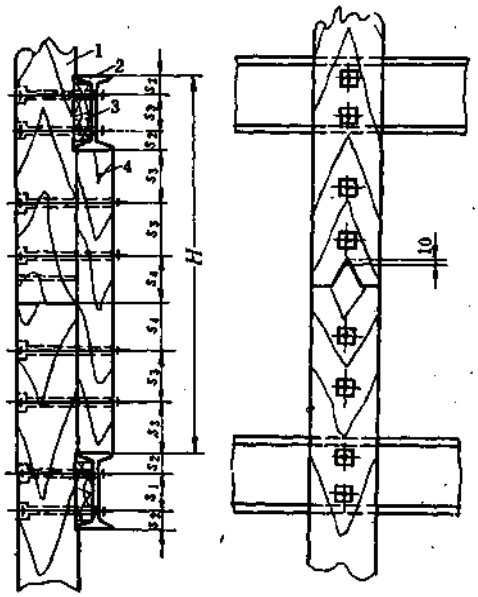


图 1-1-34 工字钢罐道梁单侧对接

1—木罐道；2—工字钢罐道梁；3—垫木；4—背木

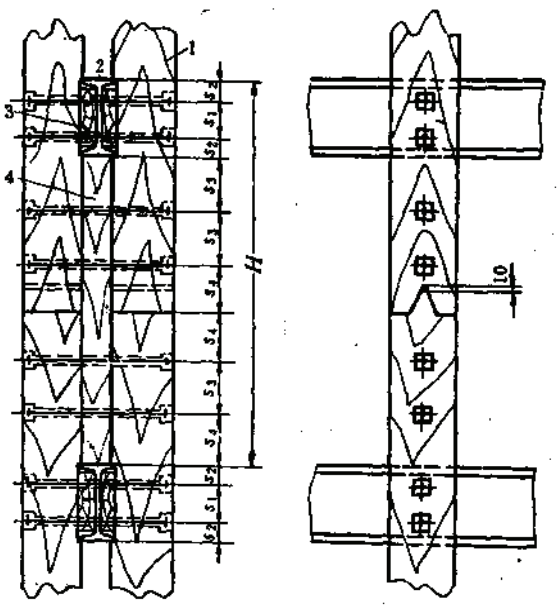


图 1-1-35 工字钢罐道梁双侧对接

1—木罐道；2—工字钢罐道梁；3—垫木；4—背木

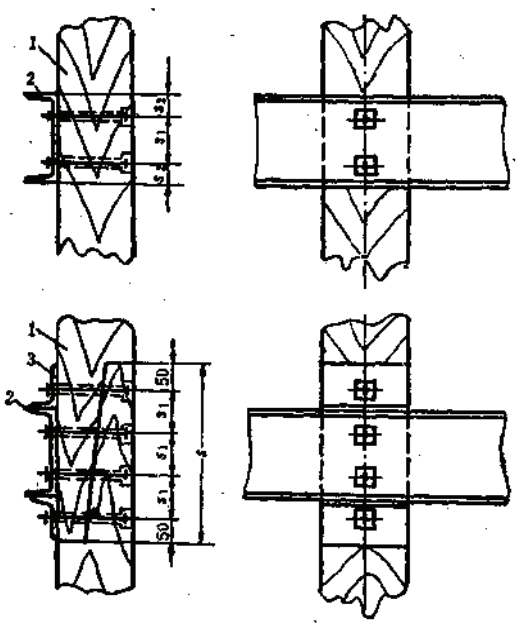


图 1-1-36 槽钢罐道梁单侧搭接

1—木罐道；2—槽钢罐道梁；3—连接角钢

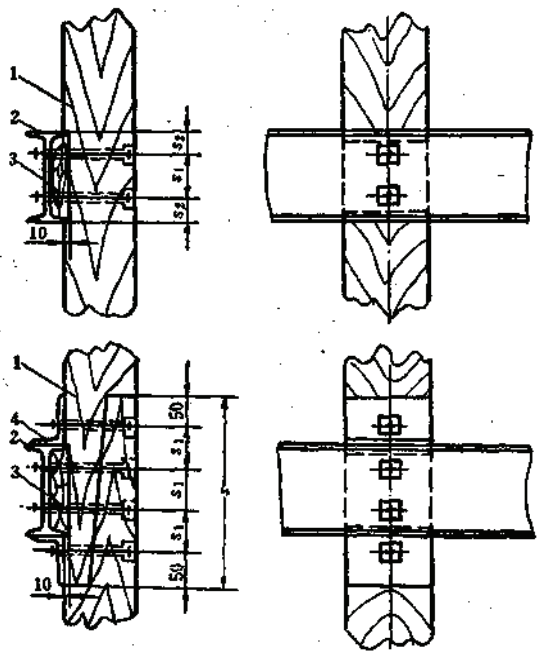


图 1-1-37 工字钢罐道梁单侧搭接

1—木罐道；2—工字钢罐道梁；3—垫木；4—角钢

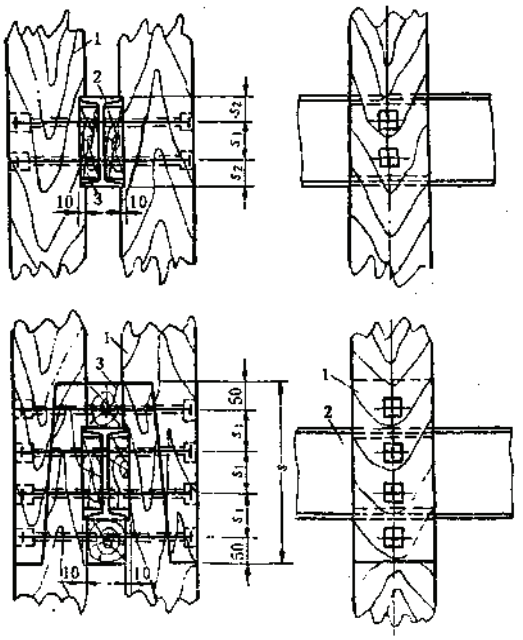


图 1-1-38　工字钢罐道梁双侧搭接

1—木罐道；2—工字钢罐道梁；3—垫木

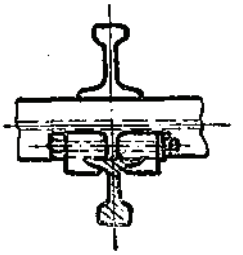


图 1-1-39　钢夹子连接

木罐道在罐道梁处搭接尺寸表　　表 1-1-20

序号	单面搭接 罐道梁型号		双面搭接 罐道梁型号	尺寸 (mm) s_1	s_2	s
1	[18	I 18	I 18	90	45	370
2	[20	I 20	I 20	100	50	400
3	[22	I 22	I 22	110	55	430
4	[25	I 25	I 25	120	65	460
5	[28	I 28	I 28	130	75	490
6	[32	I 32	I 32	140	95	520

工字钢罐道梁、组合罐道双侧连接尺寸表　　表 1-1-21

罐道断面 $A\times B$ (mm×mm)	间距尺寸 (mm) C	D	E	罐道梁
160×180	200	310	100	I 20_a
	220	330	110	I 22_a
180×200	250	360	116	I 25_a
	280	390	122	I 28_a
	320	430	130	I 32_a

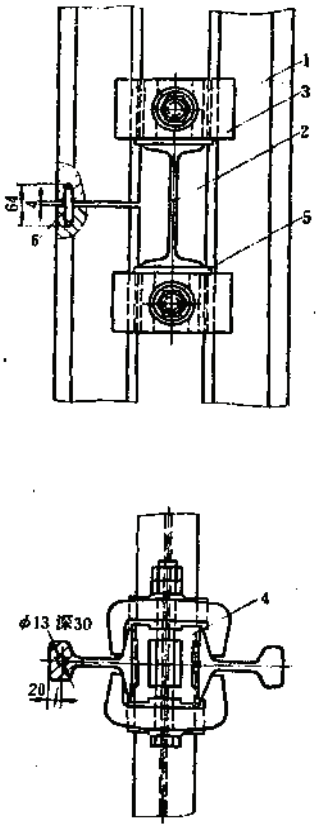


图 1-1-40 钢轨罐道双侧连接

1—罐道；2—罐道梁；3—罐道卡子；4—卡芯；5—垫板；6—定位销

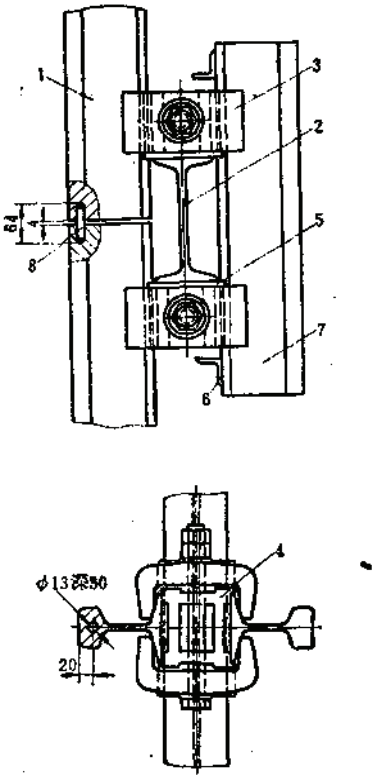
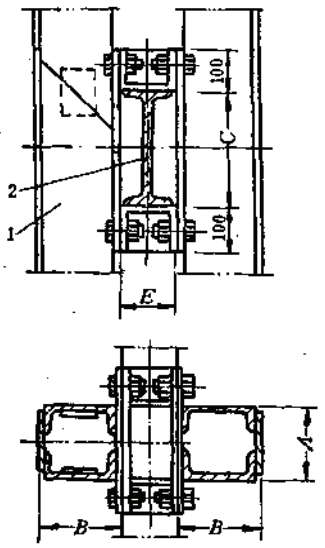


图 1-1-41 钢轨罐道单侧连接

1—罐道；2—罐道梁；3—罐道卡子；4—卡芯；5—垫板；6—防滑角钢；7—伪罐道；8—定位销



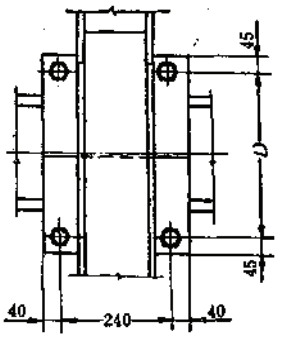


图 1-1-42 工字钢罐道梁双侧连接（一）

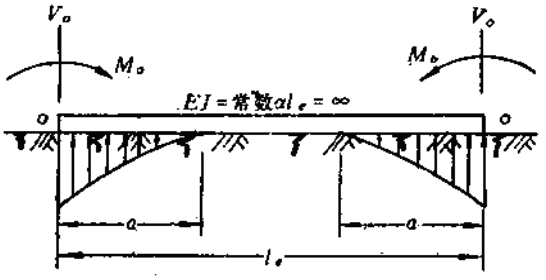


图 1-1-42　工字钢罐道梁双侧连接（二）

1—型钢组合罐道；2—工字钢罐道梁

3）型钢组合罐道、罐道梁连接

螺栓连接

此种连接见图1-1-42～图1-1-45和表1-1-21～表1-1-24。

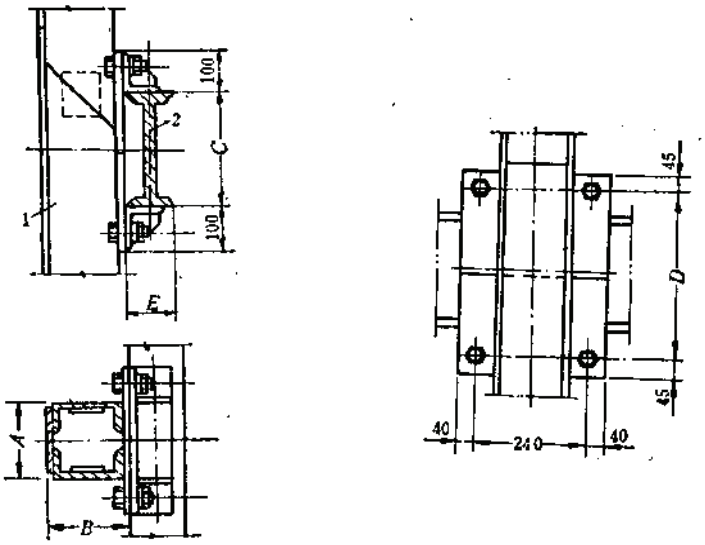


图 1-1-43　工字钢梁、组合罐道单侧连接

1—型钢组合罐道；2—工字钢罐道梁

工字钢梁、组合罐道单侧连接尺寸表　　表 1-1-22

罐道断面 $A\times B$ (mm×mm)	间距尺寸（mm）			罐道梁
	C	D	E	
140×160	200 220	310 330	100 110	I 20a I 22a
160×180	250 280	360 390	116 122	I 25a I 28a
180×200	320	430	130	I 32a

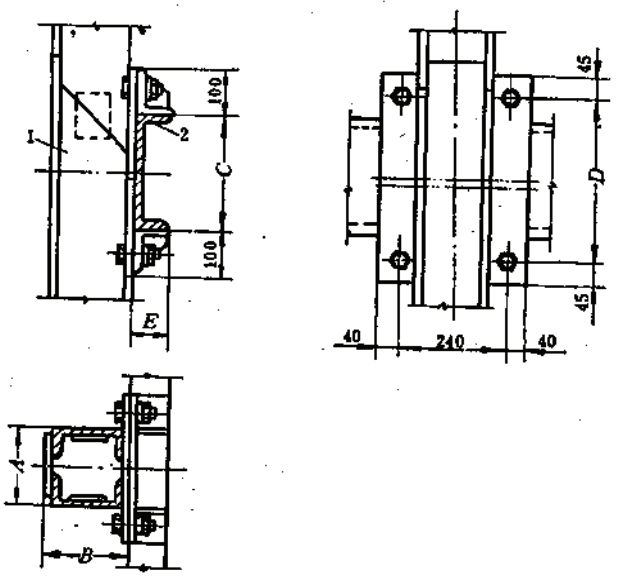


图 1-1-44 槽钢罐道梁、组合罐道单侧连接

1—型钢组合罐道；2—槽钢罐道梁

槽钢梁、组合罐道单侧连接尺寸表 表 1-1-23

罐道断面 $A\times B$ (mm×mm)	间距尺寸 (mm)			罐道梁
	C	D	E	
140×160	200 220	310 330	73 77	□20_a □22_a
160×180	250 280	360 390	78 82	□25_a □28_a
180×200	320	430	88	□32_a

1.3.3 楔形罐道、罐道梁及过卷挡罐梁

在提升井筒中，特别是采用钢丝绳罐道时，为了防止过卷造成的破坏，均应设置楔形罐道梁及过卷挡罐梁。提升井筒的上、下部，多绳提升系统的井塔（架）及井底的过卷段内，应装设斜度为1%的楔形罐道，其长度不小于过卷高度的三分之二。在设置楔形罐道时，应使上提升容器比下提升容器提前接触楔形罐道，其提前距离应不小于1m。在井塔（架）的楔形罐道之上、应设置过卷挡梁。

1.3.3.1 楔形罐道

1. 楔形罐道的结构型式

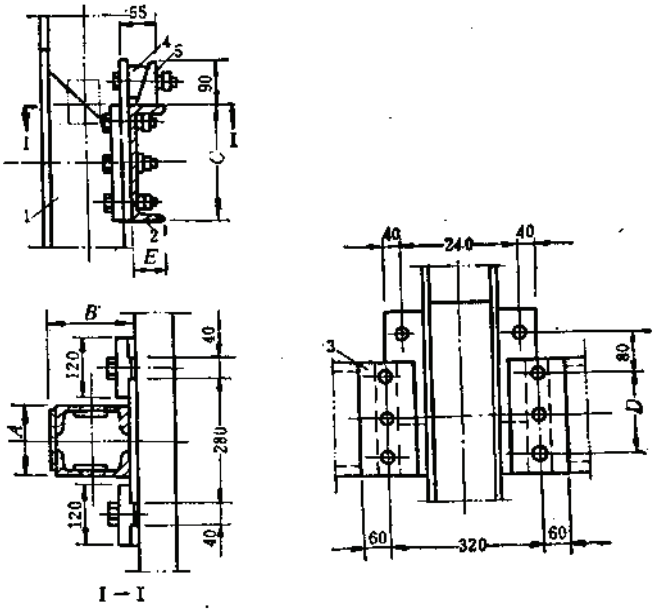


图 1-1-45　槽钢罐道梁、组合罐道压块连接

1—型钢组合罐道；2—槽钢罐道梁；3—压块；4、5—楔块构件

槽钢罐道梁、组合罐道压块连接尺寸表　　表 1-1-24

罐道截面 $A\times B$ (mm×mm)	间距尺寸 (mm)			罐道梁
	C	D	E	
160×180	200	110	73	⊏20a
	220	130	77	⊏22a
180×200	250	160	78	⊏25a
	280	190	82	⊏28a
	320	230	88	⊏32a

楔形罐道的结构型式有整体式和分体式两种，整体式结构见图1-1-46和图1-1-47，分体式见图1-1-48。

1）整体式

整体式楔形罐道是用一段或几段实体材料加工而成，由导向段（包括导尖）、楔形段（可根据需要做成一种或两种以上的斜度）、大端平直段组成。整体式楔形罐道的材料大多数是用充分阴干的水曲柳和红松，每段长度不宜超过6m，以免备料困难，木料需用盐水煮24小时后再阴干，以防干裂。

2）分体式（楔块式）

分体式楔形罐道是用两根罐道木中间夹带有一定斜度的若干楔块组成，此种楔形罐道一般做成一个斜度，楔块多用榆木制成，罐道木可以用水曲柳、红松、柞木等。

两种楔形罐道的优缺点是：整体式的结构强度较分体式的高，便于加工及安装，一般在中低速过卷时罐道木不易损坏；分体式的结构强度较低，在中速以上过卷时，在两楔形

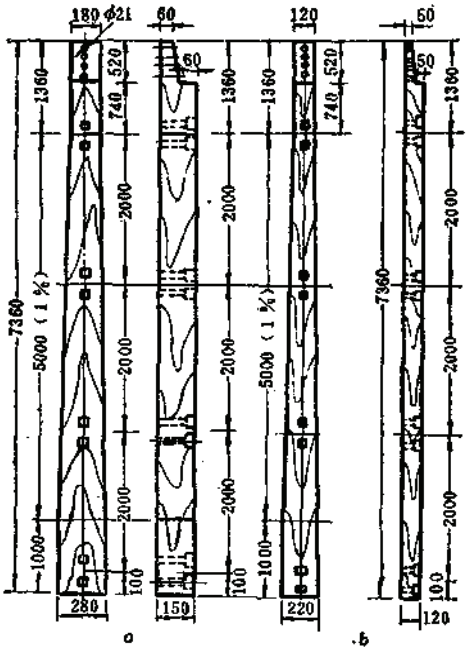


图 1-1-46 单绳提升木罐道井下楔形罐道

a—罐笼楔形罐道；b—平衡锤楔形罐道

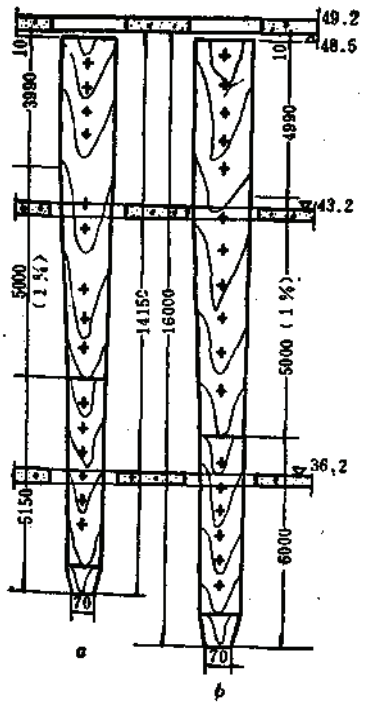


图 1-1-47 多绳提升（梅山铁矿）井上楔形罐道

a—平衡锤楔形罐道；b—箕斗楔形罐道

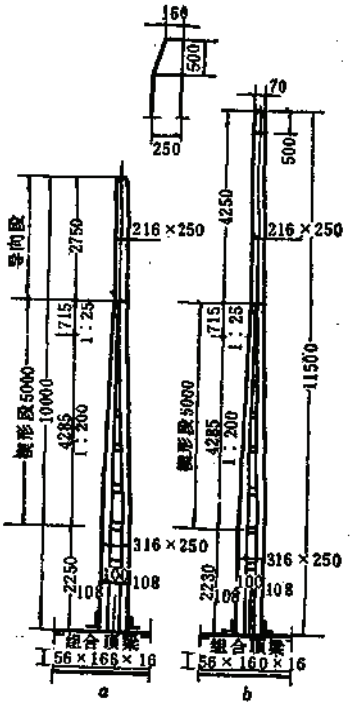


图 1-1-48 梅山铁矿井下（分体式）楔形罐道

a—平衡锤楔形罐道；b—箕斗楔形罐道

块中部皆有挤压断裂现象，受力和强度均不如整体式的好，同时加工安装也较复杂，其优点是卡罐后便于处理。

2．楔形罐道总长度的确定

当采用箕斗提升时，楔形罐道安装的起点：

在上部，在正常停车处，从提升容器本体最上端开始计算；在下部，在正常停车处，从提升容器本体最下端开始计算。上部楔形罐道总长度应和过卷高度相同，下部应小于或等于过卷高度，但上、下部的总长度之差一般不超过2m。

楔形罐道长度l确定如下：

提升速度在3m/s以下时　$l \geqslant 4$m

提升速度在6m/s以下时　$l \geqslant 6$m

提升速度在6m/s以上时　$l = v_{max}$（最大提升速度）

提升速度大于10m/s时　$l \geqslant 10$m

采用罐笼提升时，若不上下长材料，井上、下楔形罐道长度的选择与箕斗提升时相同；若上下长材料时，可适当增加导向段的长度。

3．楔形罐道各段尺寸的确定

（1）导向段长度，由钢丝绳调节装置的最大许可调节范围、钢丝绳在装载后的弹性伸长、提升机停车的允许误差及装载后提升机起动时可能产生的反向倒转等因素决定，通常取2m即可满足上述要求。但在国内矿井设计中，有采用0.5～0.6m的，也有采用4m以上的，应按实际需要确定。

（2）楔形段长度一般取5m，也可按楔形段加大端平直段长度等于过卷高度的2/3确定。楔形段大小端宽度之差一般为100mm，楔形段的斜度在上部一般取1:100，在下部取1:50～1:80。楔形段的长度也可按所选定的斜度及其大小端的宽度差，经计算确定（图1-1-49），即

$$l_2 = \frac{b_1 - b}{2i} \tag{1-1-69}$$

式中　l_2——楔形段长度，m；

i——楔形段斜度；

b_1——楔形段大端宽度，m；

b——楔形段小端宽度，m。

反之，也可按提升速度来确定长度l_2后，按选定的i值来选择楔形罐道断面尺寸，即

$$b_1 = b + 2il_2 \tag{1-1-70}$$

式中符号意义同前。

该段长度不宜太短，太短时保护效果不明显，罐道及罐耳也容易损坏，且不好恢复。故一般认为楔形段长度选5m，大小端宽度差为100mm较合适。

（3）大端平直段长度，为楔形罐道全长减去上述两段的长度，一般以1～3m为宜，通用设计中采用2.5m。

井上部楔形罐道长度的确定，除了导向段需比下部的加长1m左右外，其余各段均按上述原则确定。井上部的楔形罐道导向段长l_1、楔形段长l_2及大端平直段长度l_3见图1-1-50。

4．楔形罐道断面选择

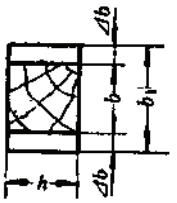


图 1-1-49 楔形罐道计算简图

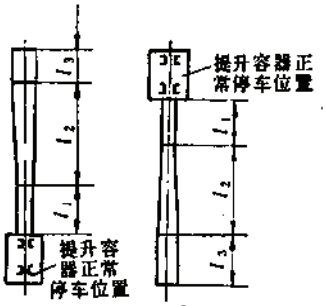


图 1-1-50 楔形罐道尺寸图

楔形罐道导向段断面可按提升容器类型选定，一般有160mm×160mm、180mm×180mm、200×200mm、180mm×200mm、180mm×220mm、180 mm×240 mm、250 mm×250mm，也可按下列计算选择其断面尺寸。

井筒为单绳提升时，在提升容器过卷后，提升容器受两侧楔形罐道的阻止而停止运行，此时作用于楔形罐道上的荷载按动能定理进行计算。

1）荷载确定

作用于每根楔形罐道上的荷载按下列公式计算：

对上部楔形罐道的荷载N_1：

$$N_1=\frac{Q_d-G_0}{n} \tag{1-1-71}$$

$$Q_d=1.75\gamma_0 N$$

式中 Q_d——提升钢丝绳破断设计力总和，kN；

G_0——提升容器自重，kN；

n——楔形罐道总根数，$n=2$、4；

γ_0——结构重要性系数，取$\gamma_0=1.1$；

N——提升钢丝绳破断力总和，kN。

对下部楔形罐道的荷载N_2：

$$N_2=\gamma_0\gamma_Q N_{2k} \tag{1-1-72}$$

$$N_{2k}=\frac{G}{n}+\frac{Gv^2}{2nlg}$$

式中 G——提升钢丝绳终端最大荷载，kN；

v——提升速度，m/s；

l——制动距离，取楔形罐道长度，m；

g——重力加速度，$g=9.81\text{m/s}^2$；

N_{2k}——荷载标准值，kN；

N_2——下部单根楔形罐道承受的设计垂直荷载，kN。

2）楔形罐道强度计算

对上部楔形罐道：

$$\frac{N_1}{A_n}+\frac{M_1 f_c}{W_n f_m}\leqslant f_c \tag{1-1-73}$$

$$M_1=N_1 e$$

对下部楔形罐道：

$$\frac{N_2}{A_n}+\frac{M_2 f_c}{W_n f_m}\leqslant f_c \tag{1-1-74}$$

$$M_2=N_2 e$$

$$e=\frac{h-c}{2}$$

式中　W_n——楔形罐道小头的净截面抵抗矩，m^3；

A_n——楔形罐道小头的净截面计算面积，m^2；

M_1、M_2——上、下部楔形罐道所受弯矩设计值；

f_c——木材的顺纹抗压设计强度，kPa；

f_m——木材的抗弯设计强度，kPa；

e——偏心矩，m；

h——楔形罐道的截面高度，m；

c——楔形罐道嵌进罐耳内的宽度，可取罐耳槽深减去0.01m作为计算值。

5．楔形罐道的连接方式

楔形罐道的连接有搭接和对接两种，接点的位置可在罐道梁上，也可在两层梁之间，见图1-1-51。通用设计推荐的连接方式见图1-1-52。表1-1-25为楔形罐道与罐道梁连接尺寸表。

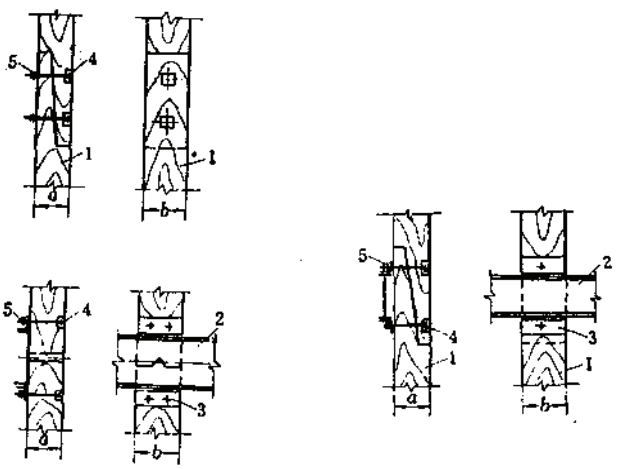


图 1-1-51　楔形罐道接头形式

1—楔形木罐道；2—楔形罐道梁；3—连接角钢；
4—螺栓；5—螺母、垫圈

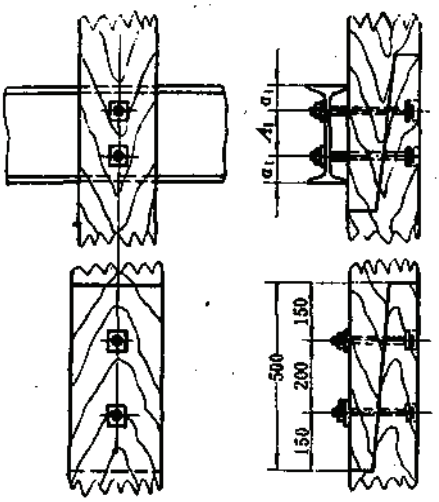


图 1-1-52 楔形罐道的连接

楔形罐道与罐道梁连接尺寸表 表 1-1-25

罐道梁型号		I 25a	I 28a	I 32
尺 寸	a_1	64	56	58
	A_1	142	168	204

1.3.3.2 楔形罐道梁

1. 荷载及内力计算

楔形罐道梁所受的荷载是由楔形罐道传来的，按下列公式计算：

对上部楔形罐道梁：

$$N_{1p}=\frac{N_1}{n} \tag{1-1-75}$$

$$M_{1p}=\frac{(N_{1p}-G_{00})ab}{l_0}-M_G \tag{1-1-76}$$

$$M_{1t}=(N_{1p}-G_{00})t \tag{1-1-77}$$

$$t=h+\frac{b_1}{2}-\frac{c}{2}-\Delta$$

$$M_{1Nt}=0.35M_{1p}+0.65\sqrt{M_{1p}^2+(k_0\alpha_0M_{1t})^2} \tag{1-1-78}$$

对下部楔形罐道：

$$N_{2p}=\frac{N_2}{n} \tag{1-1-79}$$

$$M_{2p}=\frac{(N_{2p}-G_{00})ab}{l_0}+M_G \tag{1-1-80}$$

$$M_{2t}=(N_{2p}+G_{00})t \tag{1-1-81}$$

$$M_{2Np}=0.35M_{2p}+0.65\sqrt{M_{2p}^2+(k_0\alpha_0M_{2t})^2} \tag{1-1-82}$$

式中 n——楔形罐道楔形段和大端平直段通过的层数；

M_G——由罐道梁自重、平台自重产生的设计弯矩，kN·m；

G_{00}——楔形罐道每层长度的单根自重设计值，kN；

t——力臂，m；

l_0——梁的计算跨度，m；

N_{1p}、N_{2p}——分别为上部和下部罐道梁所受的垂直力，kN；

M_{1t}、M_{2t}——分别为上部和下部罐道梁所受的扭矩，kN·m；

a、b——力作用点到罐道梁两端的距离，m；

b_1——罐道梁宽度，m；

Δ——罐道梁卡入罐道的深度，$\Delta=0.01$m；

k_0——罐道梁的截面形状系数，对矩形$k_0=1.5$，对工字形$k_0=3.0$；

α_0——材料系数，木材取$\alpha_0=6.15$，钢材$\alpha_0=1.0$；

其他符号意义同前。

2．截面选取

上部罐道梁：

$$W_x=\frac{M_{1Nt}}{\gamma_x f} \tag{1-1-83}$$

下部罐道梁：

$$W_x=\frac{M_{2Nt}}{\gamma_x f} \tag{1-1-84}$$

符号同前。

3．楔形罐道与罐道梁的连接

（1）楔形罐道与罐道梁的连接一般是在罐道梁的上下两面用角钢和螺栓连接，角钢焊于罐道梁上。角钢多选用∟75×50×8、∟75×75×8，对于较大的罐道梁也可选用∟100×100×10。螺栓选用$M16$～$M24$，每个角钢用1～2个螺栓，见图1-1-53a。

（2）罐道直接与罐道梁连接，见图1-1-53b。

（3）压板法：此种方法便于事故处理，但井筒内淋水大时，螺栓极易生锈，拆除也不大方便，见图1-1-53c。

1.3.3.3　过卷挡罐梁的设计

1．单独挡罐梁

单独挡罐梁计算简图如图1-1-54所示，设计计算如下：

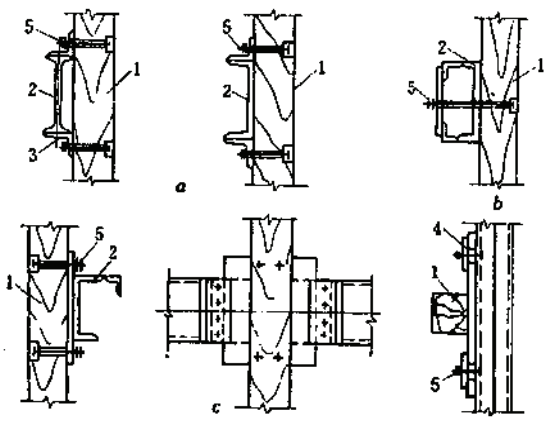


图 1-1-53　楔形罐道与罐道梁连接

a—焊角钢连接；b—直接连接；c—压板连接；
1—楔形罐道；2—楔形罐道梁；3—连接角钢；
4—压板；5—螺栓、螺母及垫圈

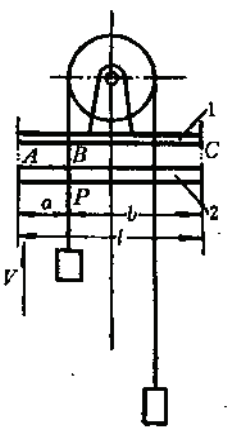


图 1-1-54　单独挡罐梁计算简图

1—绞车基础梁；2—安全挡罐梁

1）作用于单独挡罐梁上的荷载

（1）挡罐梁自重及其上面的均布荷载：

$$q=\gamma_0\gamma_G q_k \tag{1-1-85}$$

式中 γ_G——不变荷载分项系数，$\gamma_G=1.2$；

q_k——均布荷载之和（包括梁自重及作用在其上的其他均布荷载，kN/m；

其余符号同前。

（2）作用于挡罐梁上的过卷荷载：

$$N=Q_d-G_0 \tag{1-1-86}$$

式中 N——过卷设计荷载，kN；

Q_d——提升钢丝绳破断力总和，kN，计算同前；

G_0——提升容器自重，kN。

2）挡罐梁内力计算及截面选取

其计算式如下：

$$M_B=\frac{Nab}{L}-\frac{qLa}{2}\left(1-\frac{a}{L}\right) \tag{1-1-87}$$

$$W_x=\frac{M_B}{\gamma_x f} \tag{1-1-88}$$

式中 M_B——挡罐梁所受最大设计弯矩，kN·m；

a、b——挡罐梁受力点至梁两端点的距离，m；

L——挡罐梁计算，m；

其余符号意义同前。

2．利用多绳提升机基础梁或单绳提升机天轮梁兼作挡罐梁

此种做法可节省材料，如图1-1-55所示。当容器撞击梁底发生断绳时，向下的作用力仍大于向上的作用力（$P>N$）；当由于其他原因使容器受阻而发生断绳时，梁处于最不利的受力状态下，此时梁的内力计算与选择与基础梁或天轮梁的计算与断面选择相同，见1.7盲竖井。

3．井上过卷挡罐梁的结构

（1）当提升机无导向轮时，可将提升机基础梁、过卷挡罐梁、钢丝绳罐道固定梁和楔形罐道端部顶梁合为一体，这样结构紧凑，节省空间和钢材。但为了安全可靠，以防提升容器高速过卷时直接撞在基础梁上，可在基础梁下面再加设一道缓冲梁，也可将基础梁兼作楔形罐道的顶梁，见图1-1-56。

（2）提升机有导向或无导向轮，但在空间位置上不能合一时，应另行安设挡罐梁。我国大多数矿井都用这种形式，楔形罐道顶梁和钢丝绳罐道固定梁也装在挡罐梁上。

（3）井上过卷挡罐梁的材料有型钢、型钢组合、焊接组合工字梁等几种形式。为了减轻提升容器对过卷挡罐梁的冲击力，应在挡罐梁的下面装设缓冲木或缓冲橡胶垫。国内几个矿山的过卷挡罐梁平面布置见图1-1-57～图1-1-60。

4．井筒下部过卷挡罐梁布置及结构

井筒下部设置过卷挡罐梁时，应和井筒下部楔形罐道梁合为一体，不需另外设梁；若单独设置挡罐梁，则在其上应设置缓冲木，以减轻提升容器对过卷挡罐梁的冲击力，挡罐梁的结构形式与井上相同。

国内部分矿山井筒下部过卷挡罐梁（楔形罐道顶梁）布置见图1-1-61～图1-1-67。

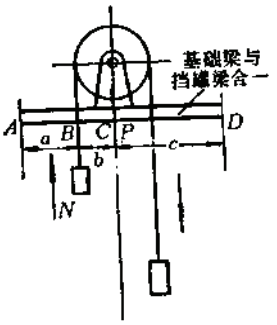


图 1-1-55　基础梁或天轮梁兼作挡罐梁

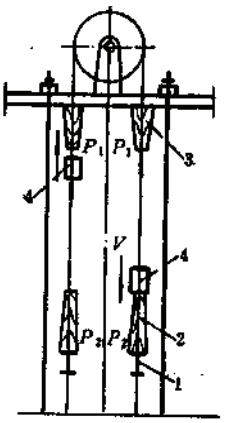


图 1-1-56　基础梁兼作挡罐梁和楔形罐道顶梁

1—井下楔形罐道梁；2—井下楔形罐道；3—井上楔形罐道；4—提升容器

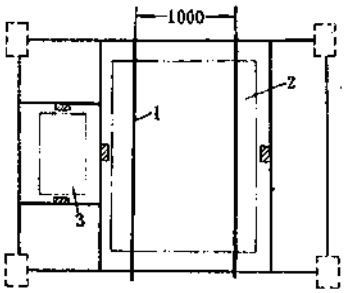


图 1-1-57　颇家台铁矿主井井上挡罐梁布置

1—挡罐梁（I 70，l=6500）；2—罐笼；3—平衡锤

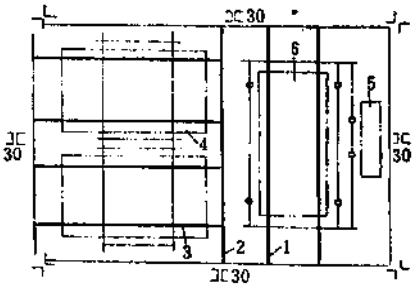


图 I-1-58　红透山铜矿井上挡罐梁布置

1—挡罐梁（I 70，l=5000）；2—挡罐梁（I 60）；3—挡罐梁（I 60，l=2000）；4—箕斗；5—平衡锤；6—罐笼

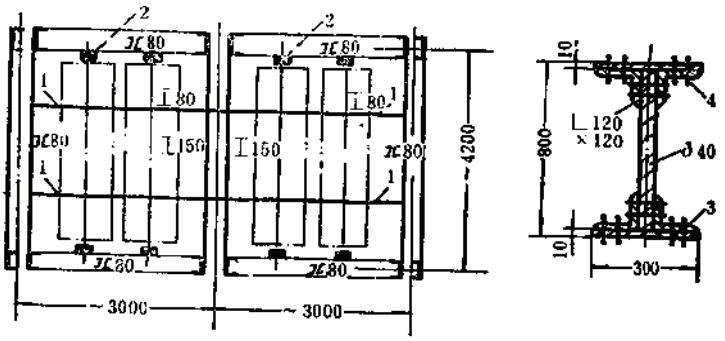


图 1-1-59　彩电煤矿井上挡罐梁布置图

1—挡罐梁（组合 I 80）；2—楔形罐道；3—∟120×120×15；4—铆钉

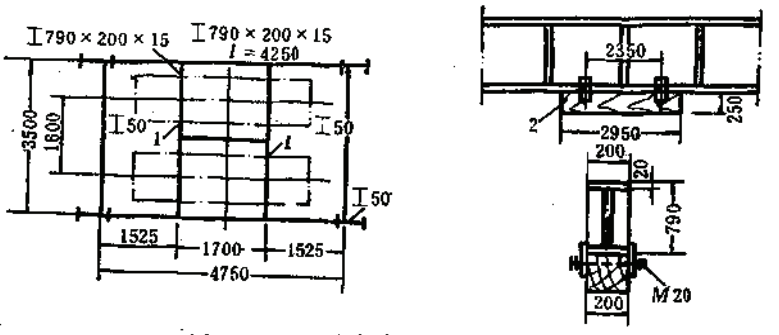


图 1-1-60 吕家陀矿井上挡罐梁

1—挡罐梁；2—缓冲木

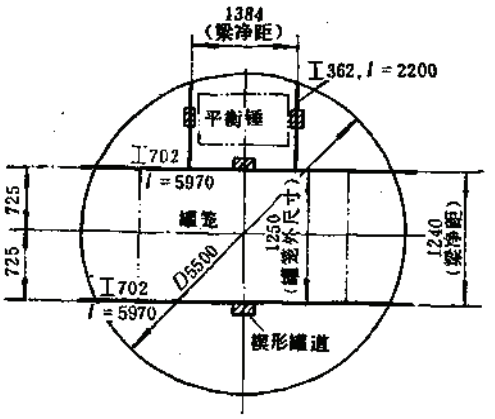


图 1-1-61 顾家台铁矿主井井下挡罐梁(楔形罐道顶梁)

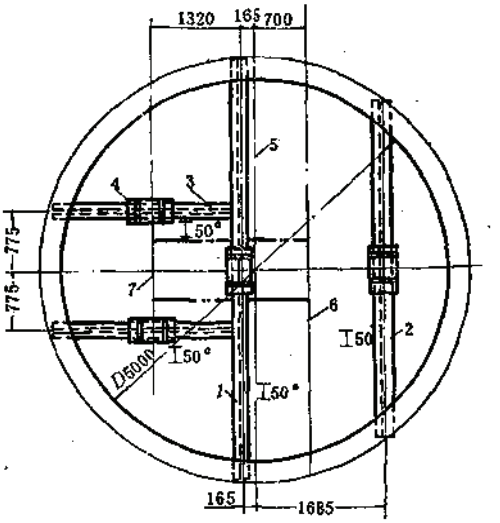


图 1-1-62 井筒下部楔形罐道顶梁布置

1、2—罐笼楔形罐道底梁（I 50a）；3—箕斗楔形罐道底梁；4—∟125×80×10；5—井筒中心线；6—罐笼中心线；7—箕斗中心线

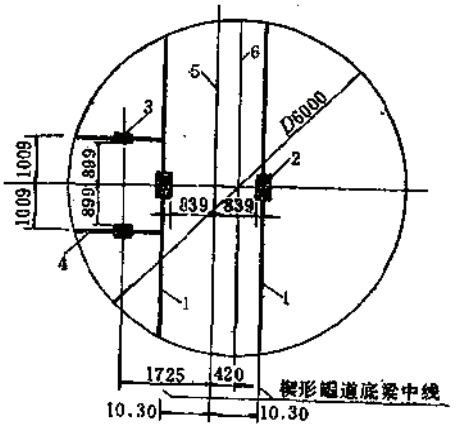


图 1-1-63 张家洼铁矿副井井底楔形罐道顶梁布置

1—楔形罐道梁顶梁（罐笼）I 100×24×18；2—罐笼楔形罐道；3—平衡锤楔形罐道；4—平衡锤楔形罐道梁 I 100×230×10；5—罐笼中心线；6—井筒中心线

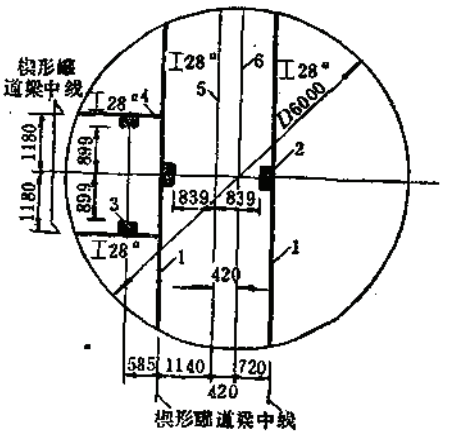


图 1-1-64 张家洼铁矿副井井底楔形罐道梁布置

1—楔形罐道梁；2—罐笼楔形罐道；3—平衡锤楔形罐道；4—平衡锤楔形罐道梁；5—罐笼中心线；6—井筒中心线

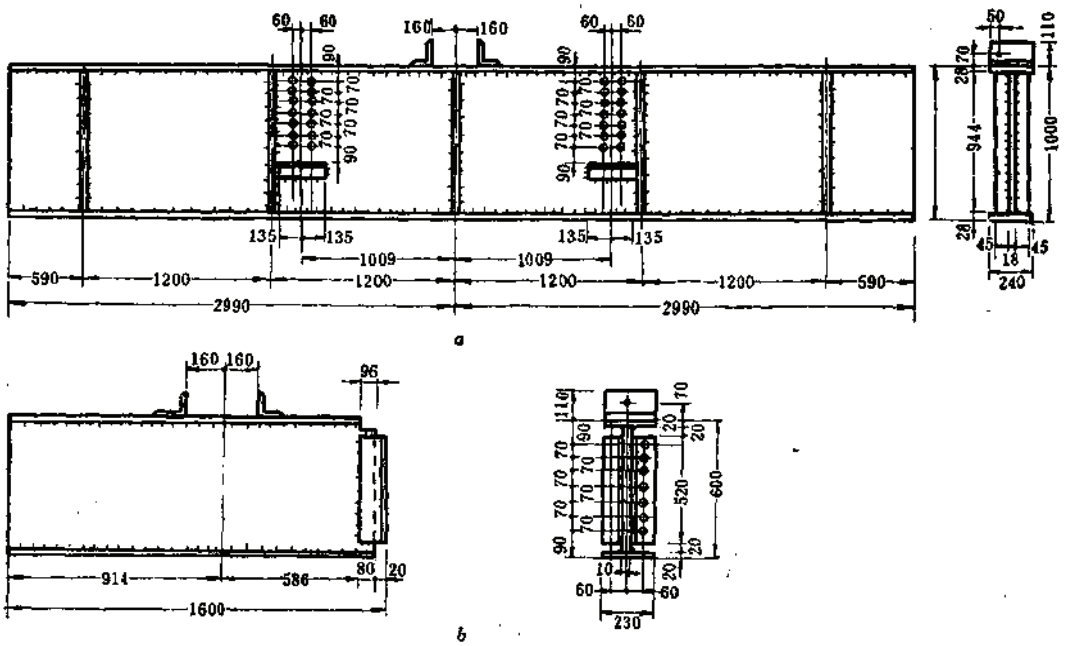


图 1-1-65　张家洼铁矿副井井底楔形罐道梁

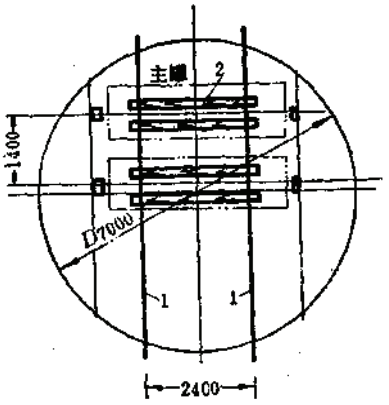


图 1-1-66　立新煤矿副井主罐
-700m阶段挡罐梁布置图
1—组合挡罐梁（I 500×162×16）；
2—缓冲木（300×300×300）

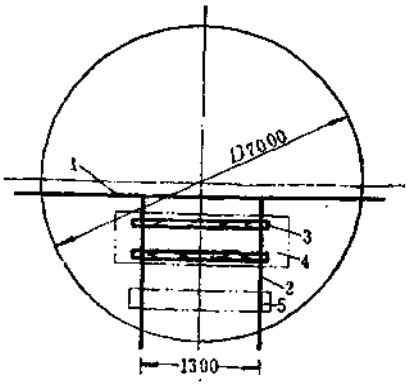


图 1-1-67　立新煤矿副井副罐
-700m阶段挡罐梁布置
1—组合挡罐梁（I 500×162×16），2—I 500×162×16，3—缓冲木（300×300×300），4—副罐笼，5—平衡锤

当单独设置过卷挡罐梁时，在梁上应设置防撞木，见图1-1-68。

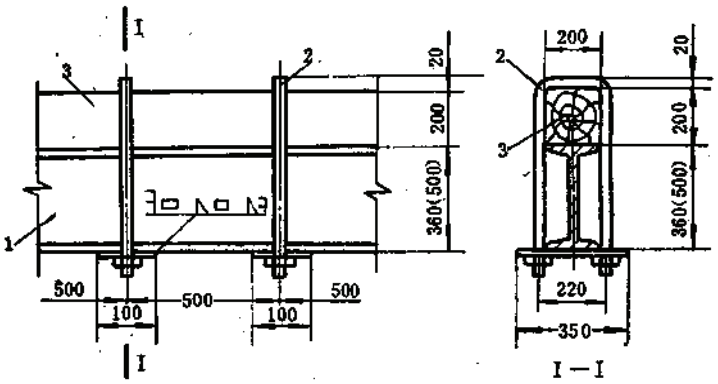


图 1-1-68 井下过卷挡罐梁及缓冲木连接实例

1—挡罐梁（用 I 36a或 I 50a）；2—钢箍（φ20圆钢加工）；3—缓冲木（红松、水曲柳等硬质木，防腐）

楔形罐道与顶梁的连接见图1-1-69，罐道正常断面为160×180（或180×200），楔形端头为280mm（或300mm）。

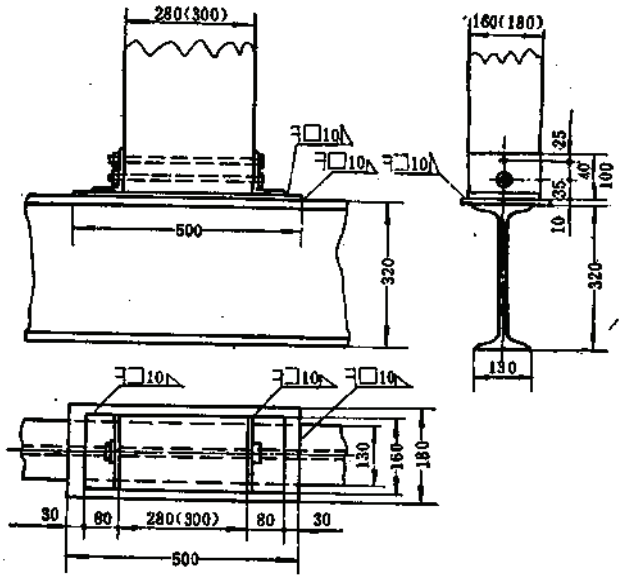


图 1-1-69 井上及井下楔形罐道顶梁连接

平衡锤楔形罐道与顶梁的连接见图1-1-70，适用于罐道正常断面为140×160mm。

5．过卷挡罐梁的安装位置和方法

1）安装位置

井筒下部挡罐梁安装在楔形罐道的下端部，井筒上部挡罐梁的位置，应使下放容器比上升容器略先接近井筒下部挡罐，且相差不能太大，否则下降端的钢丝绳就会因过松而打结或从绳槽中跳出。井上、下部过卷挡罐梁的安装关系见图1-1-71。

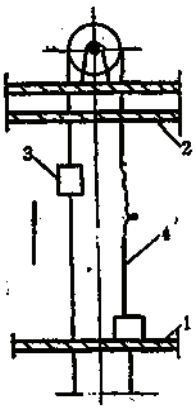


图 1-1-70　井上及井下平衡锤楔形罐道顶梁连接

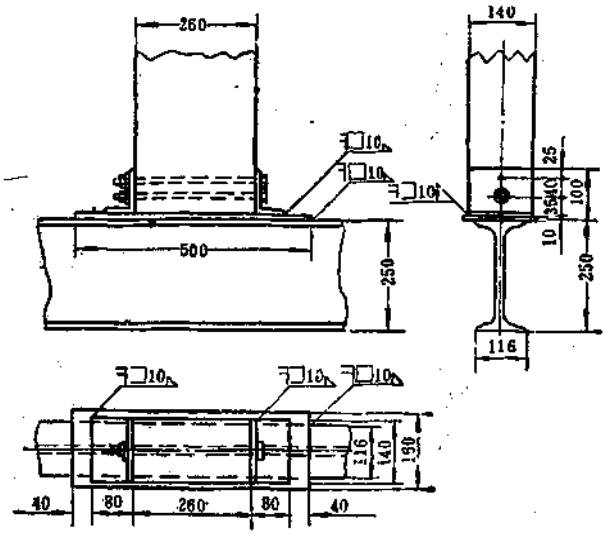


图 1-1-71　井上、井下挡罐梁安装关系

1—井下挡罐梁；2—井上挡罐梁；
3—提升容器；4—下放股钢丝绳

2）安装方法

井筒上部过卷挡罐梁的安装方法有三种，见图1-1-72，以图中c为最好。井下过卷挡罐梁（楔形罐道顶梁）的安装方法通常是将梁的两端插入井壁（300～400mm），也有一端插入井壁，另一端与罐道梁或楔形罐道顶梁的主梁相连接的（采用螺栓连接或螺栓、焊接联合连接）。

1.3.3.4　楔形罐道和过卷挡罐梁工程实例及通用设计

1、工程实例

工程实例见图1-1-73～图1-1-85及表1-1-26～表1-1-27。

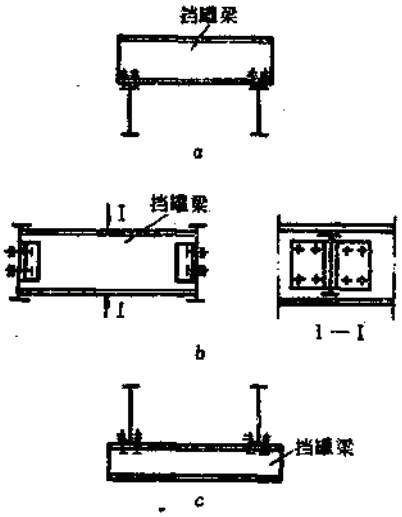


图 1-1-72　挡罐梁的安装方法（井上）

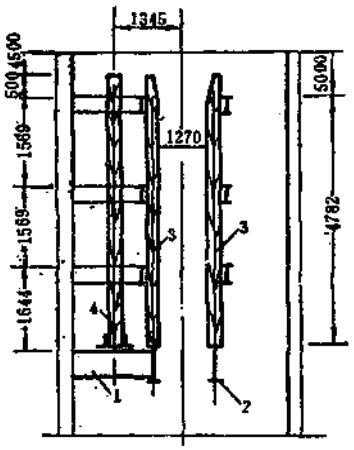


图 1-1-73　顾家台铁矿主井下部楔形罐道

1—楔形罐道底梁；2—挡罐梁（楔形罐道底梁）；
3—罐笼楔形罐道；4—平衡锤楔形罐道

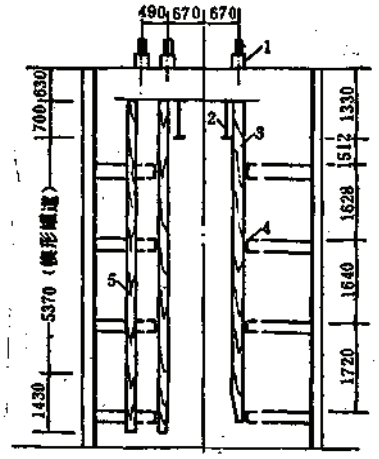


图 1-1-74 顾家台铁矿主井上部楔形罐道

1—钢丝绳罐道拉紧装置；2—挡罐梁；3—楔形罐道；4—楔形罐道梁；5—平衡锤楔形罐道

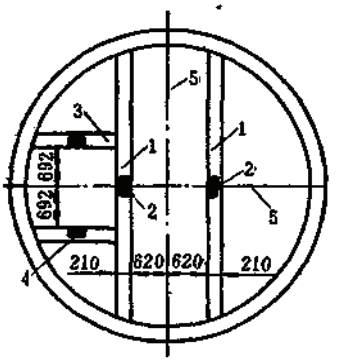


图 1-1-75 顾家台铁矿主井井底楔形罐道布置

1—楔形罐道顶梁（I 70组合梁，$l=5980$）；2—楔形木罐道（180×300）；3—平衡锤楔形罐道顶梁（I 36_a，$L=2200$）；4—平衡锤楔形罐道（120×250）；5—井筒中心线

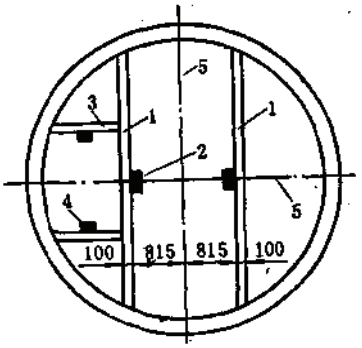
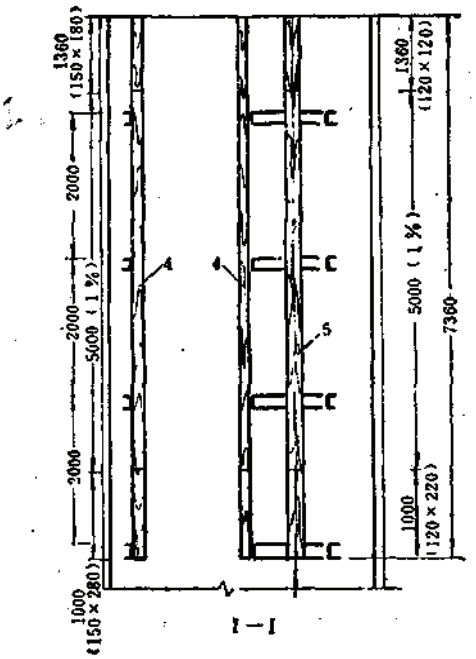


图 1-1-76 顾家台铁矿井筒罐道罐道梁布置

1—罐道梁（I 20_a，$L=5800$）；2—导向段木罐道（180×200）；3—平衡锤梁（I $20a$，$L=2010$）；4—平衡锤导向段罐道（120×150）；5—井筒中心线



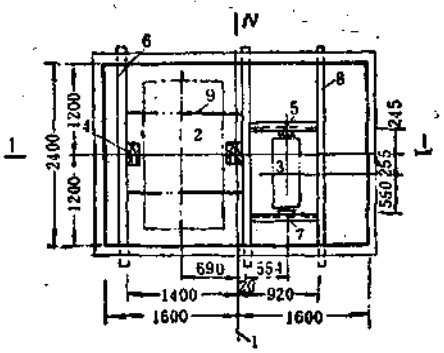


图 1-1-77 单绳提升井底楔形罐道布置图

1—井筒中心线；2—罐笼；3—平衡锤；4—罐笼楔形罐道；5—平衡锤楔形罐道；6—楔形罐道梁［20_a，7—平衡锤楔形罐道梁；8—平衡锤罐道梁；9—挡罐梁

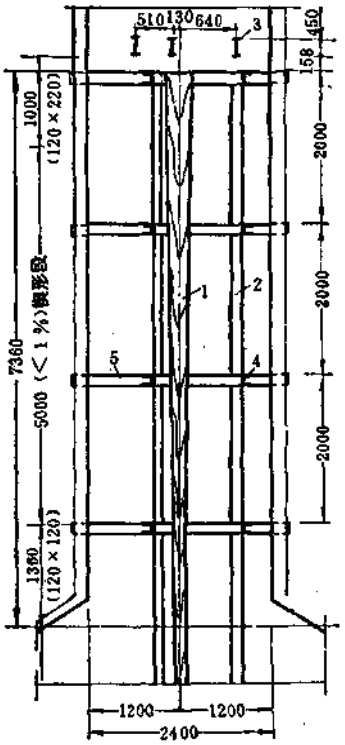


图 1-1-78　单绳提升井上楔形罐道图

1—罐笼楔形罐道；2—平衡锤楔形罐道；3—井上安全挡罐梁；4—平衡锤楔形罐道梁；5—罐笼楔形罐道梁

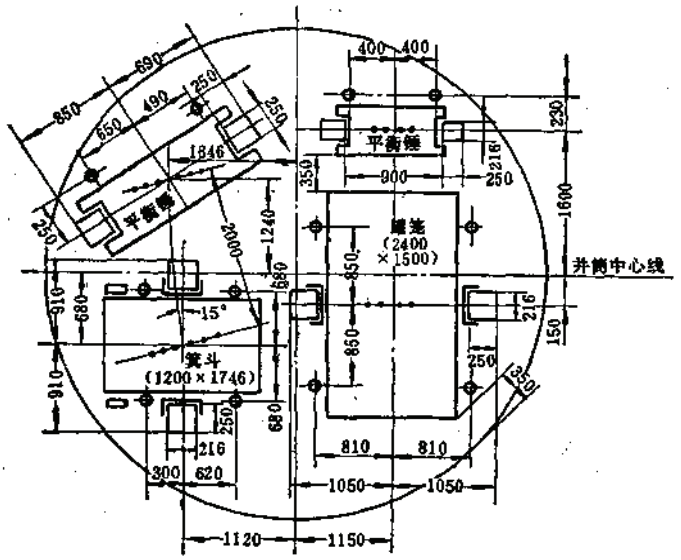


图 1-1-79　凤凰山铜矿井筒断面简图（$D=5500$mm）

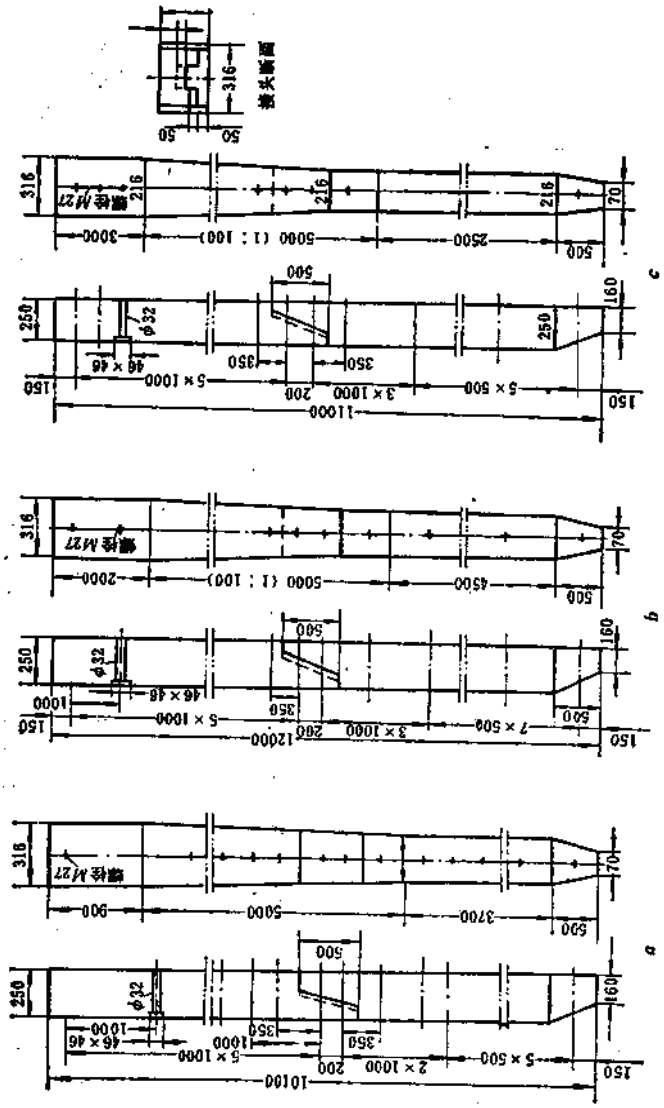


图 1-1-80 凤凰山铜矿井上模形罐道图

a—井塔段装斗模形罐道，b—井塔段装斗平衡缓模形罐道，c—井塔段罐笼、罐笼平衡缓模形罐道

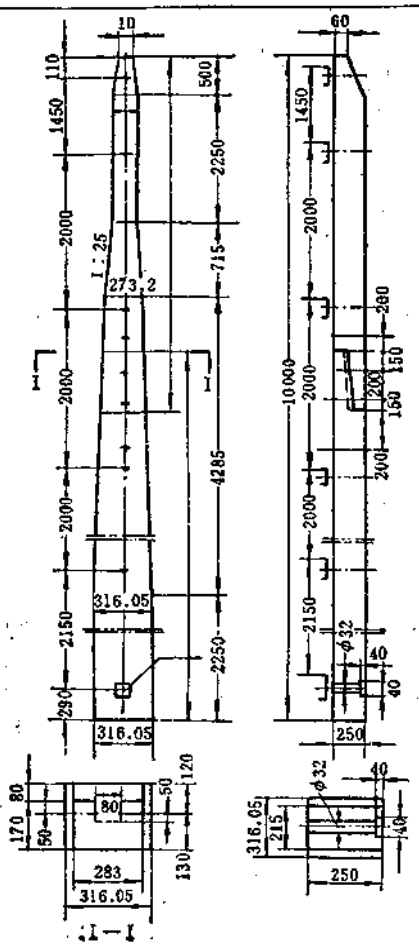


图 1-1-81 凤凰山铜矿井筒下部箕斗、罐笼及平衡锤楔形罐道

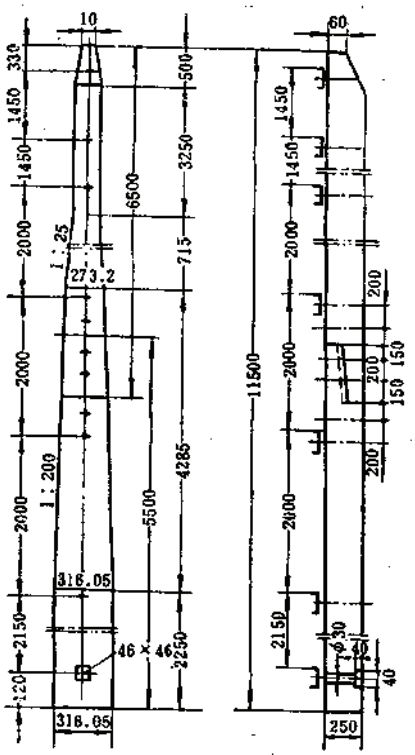


图 1-1-82 凤凰山铜矿罐笼和箕斗井底楔形罐道

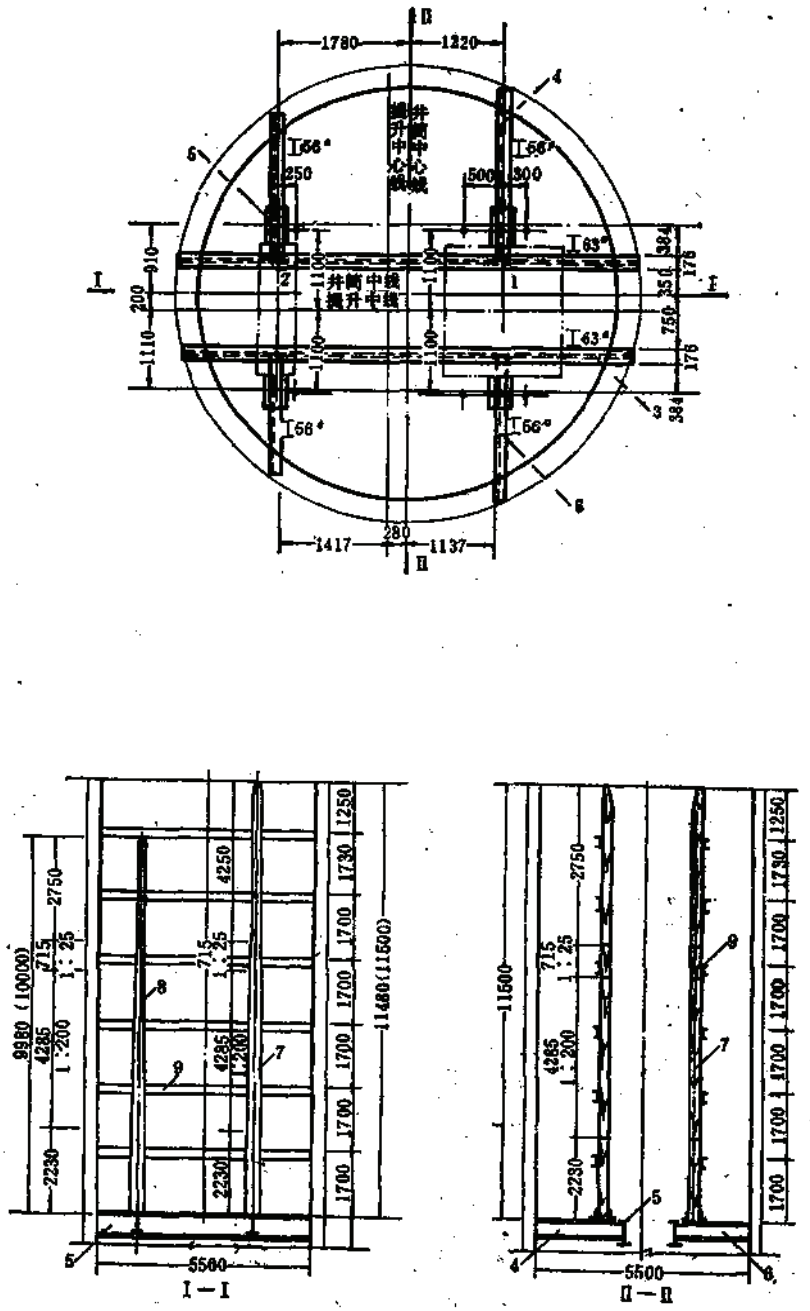


图 1-1-83 梅山铁矿井筒下部楔形罐道顶梁（防撞梁布置图）

1—26t箕斗；2—平衡锤；3、4、5、6—楔形罐道顶梁；7—箕斗楔形罐道；8—平衡锤楔形罐道；9—楔形罐道梁 I 20

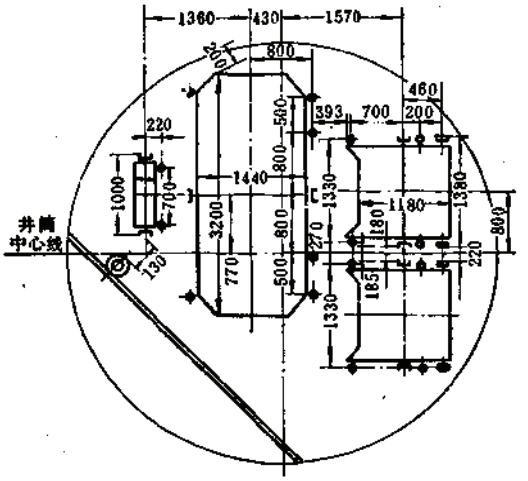


图 1-1-84　红透山铜矿井筒断面简图

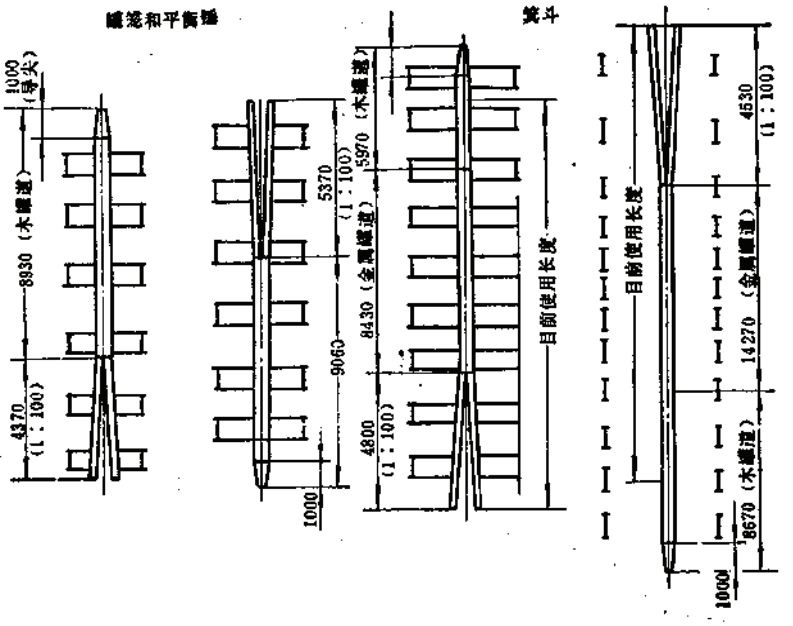


图 1-1-85　红透山铜矿楔形罐道简图

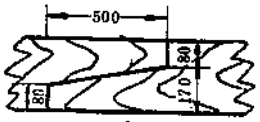
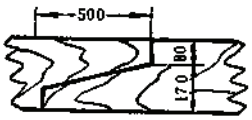
单绳提升竖井楔形罐道、楔形罐道梁过卷挡罐梁设施表 表 1-1-26

矿井名称			遂昌金矿	文峪金矿
井径（m）			3.2	3.2×2.4
提升深度h（m）				
罐道类型			木罐道	木罐道
提升速度（m/s）				
井上楔形罐道	总长度（mm）		4000	7360
	楔形段长度（mm）		3690	5000
	斜度i		1:80　1:170	1:100
	平直段长度（mm）			1000
	导向段断面尺寸（mm）		120×120	150×180　120×120
	大端段断面尺寸（mm）		180×250	150×280　120×220
	材质		红松	红松
井下楔形罐道	总长度（mm）		4000	7360
	楔形段长度（mm）		3690	5000
	斜度i		1:80　1:170	1:100
	平直段长度（mm）			1000
	导向段断面尺寸（mm）		120×120	150×180　120×120
	大端段断面尺寸（mm）		180×250	150×280　120×220
	材质		红松	红松
楔形罐道梁	层距（mm）		1845	2000
	型号		[22a	[20
过卷挡梁	安装位置	井上	距楔形罐道底1500mm处	距楔形罐道末端158mm
		井下		
	本体结构		[22a	I 45a
	缓冲木		无	无
	过卷挡梁与楔形罐道顶梁、钢丝绳罐道固定梁的关系		井底：距楔形罐道顶梁1500mm处设[22a 1根	井底　I 45a单设 井上　I 45a单设

都分矿山多绳摩擦轮提升竖井楔形罐道实例表 表 1-1-27

结构名称	矿井名称		1	凤凰山铜矿	
				箕斗	罐笼
井筒	直径D（m）		2	5.5	5.5
	提升高度（深度）（m）		3	375；537	325；567
	提升速度（m/s）		4	8	5
楔形罐道装置	井上楔形段	楔形罐道总长（m）	5	10.10	11.00
		导尖长度（mm）	6	500	500
		导向段长度（m）	7	4.20	3
		长度l（mm）	8	整体式　5000	整体式　5000
		斜度i	9	1:100	1:100
		起点断面（mm）	10	216×250	216×250
		终点断面（mm）	11	316×250	316×250

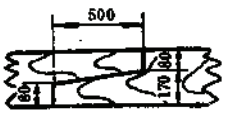
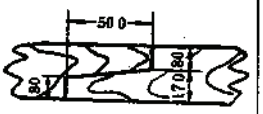
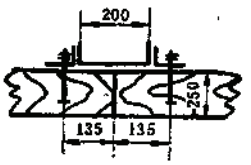
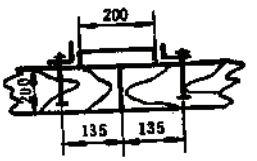
续表

结构名称	矿井名称		1	凤凰山铜矿	
				箕斗	罐笼
楔形罐道装置	井下楔形段	楔形罐道总长度（mm）	12	11.50	11.50
		导尖长度（mm）	13	500	500
		导向段长度（m）	14	4.25	4.25
		长度l（mm）	15	整体式 $l_1=715$；$l_2=4285$	整体式 $l_1=715$；$l_2=4285$
		斜度i	16	1:25；1:200	1:25；1:200
		起点断面（mm）	17	216×250	216×250
		终点断面（mm）	18	316.5×250	316.5×250
	井下楔形段超前值（mm）		19	1000	1000
	楔形罐道接头方式		20		
	材质		21	红松	红松
	正常停车位置时容器上（或下）罐耳距楔形段起坡点距离（mm）		22		
	端部顶梁	井上	23	顶在绞车基础梁上	同左
		井下	24	无	无
楔形罐道罐道梁	罐梁层间距（m）		25	井上1.0；井下1.45，2	井上1.0；井下1.45，2
	罐梁规格		26	井上[22a与∟60×5组合 井下[40a，I 45a	井上[40a，I 45a 井下同井上
	罐道与罐梁连接		27	井上M27螺栓一个 井下M30螺栓二个	井上M27螺栓一个 井下M30螺栓一个
	连接角钢（钢板）		28	井上直接与罐梁连接	同左
安全挡罐梁	安装位置	井上	29	与绞车基础梁合一	同左
		井下	30	无	无
	本体结构		31		
	缓冲木垫（mm）		32		
	挡罐梁与钢绳固定装置梁关系		33	同梅山主井	同梅山主井

续表

1	顾家台铁矿		梅山铁矿	
	主井	副井	主井	副井
2	5.5	4	5.5	5.5
3	326	223；373	312.43；520	600
4	9.35	7.85	10	5
5	7.5（包括导向平、直两段）	7.7	14.15	7.65
6	1000	1000	500	
7	1.43	1.63	5.15	
8	分体式 5370	分体式 5370	整体式 5000	整体式 4000
9	1:100	1:100	1:100	1:70
10	180×200	180×200	215×250	180×200
11			316×250	240×200

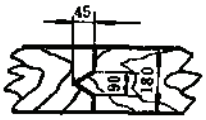
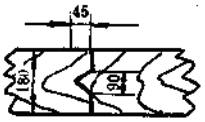
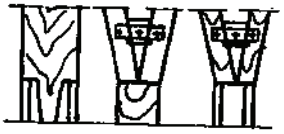
续表

1	顾家台铁矿		梅山铁矿	
	主井	副井	主井	副井
12	5.282	5.282	11.5	3.75
13	500	500	500	
14	无	无	4.25	
15	分体式 4782	分体式 4782	分体式$l_1=715$，$l_2=4285$	分体式 3750
16	1:100	1:100	1:25；1:200	1:60
17	180×200	180×200	216×250	180×200
18			316×250	240×200
19	2070	30		
20				
21	罐道红松，楔块为榆木	同主井	红松	红松
22	井上4670，井下2600	井上3030；井下3000		
23	井上挡罐梁 I 70	有	顶在绞车基础梁上	同主井
24	井下楔形罐道顶梁 I 70	I 70_a；$l=4450$	顶梁 I 56	顶梁 I 790×220×14
25	井上1.6～1.7 井下1.5～1.6	井上1.1～1.2 井下1.5～1.6	井架1.0，0.94，1.32等 井下1.5	井上3.0 井下1.8～1.9
26	井上[20，井下 I 20_a	井上[20，井下 I 20_a	井下[20	井上 I 20，井下 I 20
27	M16螺栓二个	同主井	M24螺栓	井上M27螺栓一个 井下M16螺栓二个
28	∟75×50×10	∟75×50×10	∟75×50×10	井下∟70×45×8
29	挡罐梁安在套架边梁上	挡罐梁 I 70_a安在边梁 I 70_a上	与绞车基础梁合一	同主井
30	挡罐梁与楔形罐道顶梁合一	挡罐梁与楔形罐道梁合一	I 56	与罐道梁合一
31	井上、下均为 I 70_a	同主井	组合工字钢 I 560×166	组合梁 I 790×220×14
32	无	无	无	无
33	钢绳罐道固定装置梁安装在挡罐梁上部		挡罐梁、钢绳罐道固定装置梁与基础梁合一	

续表

1	红阳二井		红透山铜矿（混合井）	
	主罐	副罐	箕斗	罐笼
2	7	7	5.5	5.6
3	585；885	585；885	210	216
4	9.65	6.5	7.35	7.8
5	10.192	14.36	4.53	5.37
6	500	500	1000	1000
7	3.64	7.808	22.94（包括卸载稳罐部分）	9.06
8	分体式 6552	分体式 6552	分体式 4530	分体式 5370
9	1:80	1:80	1:100	1:100
10	180×170	180×170	120×150	180×200
11	270×170	270×170		
12	15.388	15.388	4.8	4.37

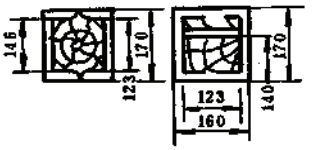
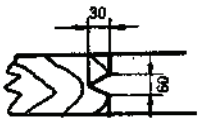
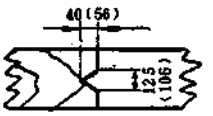
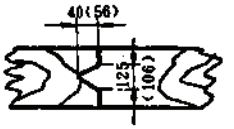
续表

1	红阳二井		红透山铜矿（混合井）	
	主罐	副罐	箕斗	罐笼
13	500	500	1000	1000
14	6.752	6.752	14.41（包括装载稳罐部分）	8.93
15	分体式　5252	分体式$l_1=715$；$l_2=4285$	分体式　4800	分体式　4370
16	1:50	1:50	1:100	1:100
17	180×170	180×170	120×150	180×200
18	300×170	300×170		
19			~400	~400
20				同箕斗
21	水曲柳	水曲柳	红松	红松
22			井上2450；井下2055	井上2520；井下2147
23	无	无	无	无
24	无	无	无	无
25	井上、下均为2.084	井上、下均为2.084	井上~2.3；井下~2.2	井上~2.5；井下~2.2
26	井上[30；∟7.5，井下[32c	同主罐	井塔I 24，I 30；井下I 20，I 30	井塔I 30；井下I 30
27	压板法连接M20螺栓，压板		M16螺栓	M16螺栓
28	钢板350×520×10.	同主罐	∟75×50×10	∟75×50×10
29	挡罐梁安装在套架上	挡罐梁安装在套架上	挡罐梁I 60设在井塔套架上	I 60设在井塔套架内
30	无	无	无	无
31	组合工字钢I 55	组合工字钢I 50	组合工字钢I 60	组合工字钢I 70
32	缓冲橡皮垫160×150×460	同主罐	无	无

续表

1	大隆矿副井	北票矿务局立新竖井		
	大罐笼	主井	副井主罐笼	副井副罐笼
2	7	6	7	7
3	445	722.5	722.5；872.5	722.5；872.5
4	6.9	10.3	9.65	6.5
5	6.95（改装后）	6.26		
6				
7	1	导向段为金属罐道		
8	整体式　5000	分体式　6260		
9	1:100	1:100		
10	160×170	180×200		
11	260×170	305×200		
12	6.65（改装后）	5.57	（-550阶段）8.50	（-700阶段）6.28
13			500	200
14	0.73	（导向段为整体木罐道）	2.5	无
15	整体式　5000	分体式　4000	整体式　4000	整体式　4000

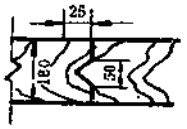
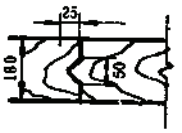
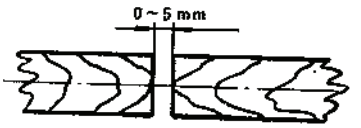
续表

1	大隆矿副井	北票矿务局立新竖井		
	大罐笼	主井	副井主罐笼	副井副罐笼
16	1:100	1:80	1:80	1:80
17	160×170	180×200	150×170	150×170
18	260×170	280×200	250×170	250×170
19	1030			
20				
21	红松	罐道为柞木 楔块为榆木	水曲柳	水曲柳
22	井上6413，井下5383			
23	无	顶在钢丝绳罐道固定装置梁⊐⊏36_a上	未完成	设计
24	无	顶梁⊐⊏25_a	无	无
25	井上2.25，井下2.5	井上：1.5～2.4 井下：2.0	井上：无；井下：2～3	井上：无；井下：2～3
26	井上⊐⊏20；井下⊏30	井上I24_a；井下I32_a	井下⊏30	井下⊏30
27	M16螺栓	M20螺栓两个	压板法M18螺栓压板	
28	⌊75×75×8			
29	I 50安装在井塔套架内	与绞车基础梁合一		
30	I 50安全挡罐梁与楔形罐道梁合一	防撞平台I50_a、I25_a	单独设置I 500×162×16	单独设置I 500×162×16
31	井上I 50；井下I 50		I 50	I 50
32	200×200×3000	井上120×250×3490	井下300×300×300	井下300×300×300

续表

1	开滦唐家庄矿徐家楼井（混合井）		开滦煤矿
	箕斗	罐笼	唐山矿新风井
2	7.7	7.7	6.2
3	423；807	380；496	606
4	最大 9.35	9.35	9.85
5	19.90	21.384	27.465（包括出车水平导向和稳罐部分）
6	350	350	400
7	14.4	15.384	24.965（包括出车水平导向和稳罐部分）
8	整体式 4500	整体式 4500	分体式 2500
9	1:100	1:100	2:100
10	180×200	180×200	200×180
11	270×200	270×200	300×180
12	18	21.65	31.135（包括出车水平导向和稳罐部分）
13	350	350	400
14	12.45	15.8	27.435（包括出车水平导向和稳罐部分）
15	整体式 3500	整体式 3500	分体式 2700
16	1:70	1:70	1:100
17	180×200	180×200	200×180
18	280×200	280×200	350×180
19	800	800	～1000

续表

1	开滦唐家庄矿徐家楼井（混合井）		开滦煤矿
	箕斗	罐笼	唐山矿新风井
20			
21	柞木或硬杂木	柞木或硬杂木	硬杂木
22	井上3450；井下2650	井上16620；井下15820	较大
23	I 36$_c$	I 36$_c$	中间两根楔形罐道顶在I 25$_b$的工字梁上
24	I 36$_c$	I 45$_b$	无
25	井上2.3；井下2.0	井上2.3；井下2.0	井上2～3；井下2.3～2.45
26	中间罐道梁I 36$_c$；两侧I 32$_c$	中间罐道梁I 36$_c$；两侧I 32$_c$	井上I 25$_b$；井下I 28$_b$
27	M30×240螺栓	M30×240螺栓	M24×200螺栓
28	井上∟100×90×12 井下∟125×80×12	井上∟140×90×12 井下∟125×80×12	∟100×100×12 L＝200mm
29	I 600×140×10安装在套架上	I 600×140×10安装在套架上	I 63$_c$、I 25$_b$与楔形罐道顶梁合一
30	挡罐梁I 850×200×16另设	I 700×200×16另设	放有⊏20托罐梁
31	井上 I 750×240×14 / I 600×140×10 井下 I 70 / I 85	井上I 60；井下I 70	井上I 63$_c$；井下托梁⊏20
32	井上200×160×2700 井下200×200×3800	井上200×200×3400 井下200×200×3200	无
33			钢绳罐道的固定装置固定在挡罐梁I 63$_c$上

2. 通用设计图

通用设计图见图1-1-86～图1-1-90和表1-1-28～表1-1-32。

楔形罐道与罐道梁安装图一材料表 表 1-1-28

编号	名称及规格	数量	重量（kg）或材积（m³） 单	总
1	螺栓M20×180	2	0.502	1.00
2	螺栓M18×240	10	0.522	5.22
3	螺栓M18×200	1	0.442	0.44
4	螺栓M18×160	1	0.362	0.36
5	螺栓M10×340	2	0.220	0.44
6	螺母M20	2	0.062	0.12
7	螺母M18	12	0.044	0.53
8	螺母M10	2	0.011	0.02
9	垫圈20	4	0.025	0.10
10	垫圈18	24	0.016	0.38
11	垫圈10	2	0.004	0.008
12	角钢∟100×80×10，l＝180	2	2.43	4.86
13	钢板500×200，t＝10	1	7.85	7.85
14	楔形罐道木		0.357	
15	楔形罐道木		0.509	
合计		钢材21.35；木材0.866		

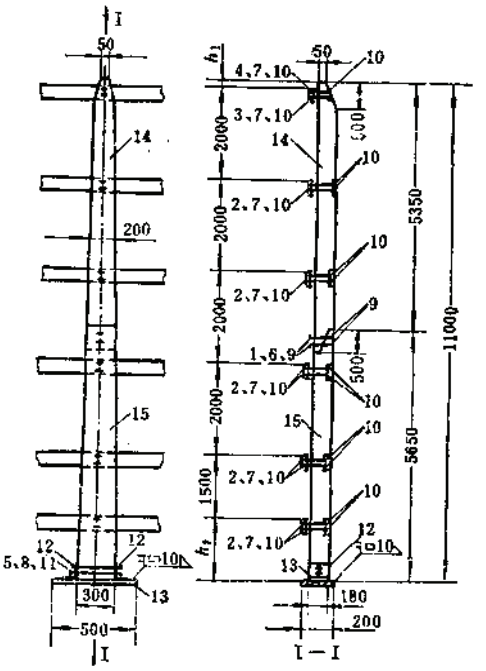


图 1-1-86 楔形罐道与罐道梁安装图一

1. 当楔形罐道与刚性罐道布置在同一条垂线上时，使用本图。2. 当罐道梁采用I 28$_a$（h_1＝110，h_2＝1390）、I 32$_a$（h_1＝90，h_2＝1410）时使用本图

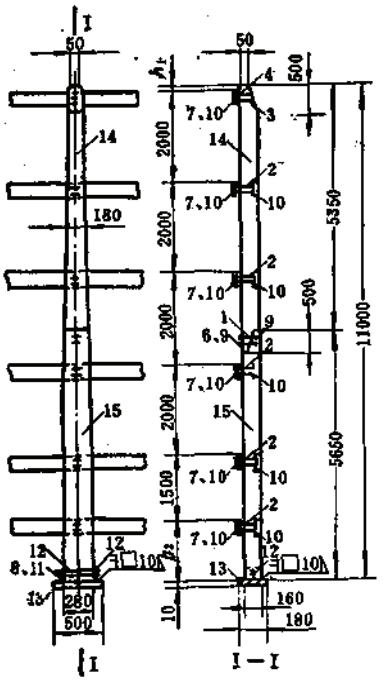


图 1-1-87 楔形罐道与罐道梁安装图二
1. 当楔形罐道与刚性罐道布置在同一条直线，使用本图，2. 当罐道梁采用I 25a（$h_1=125$，$h_2=1375$）、I 28a（$h_1=110$，$h_2=1390$）时，使用本图。

楔形罐道与罐道梁安装图二材料表 表 1-1-29

编号	名称及规格	数量	重量（kg）或材积（m³） 单	总
1	螺栓M20×150	2	0.428	0.95
2	螺栓M18×220	10	0.482	4.82
3	螺栓M18×180	1	0.402	0.40
4	螺栓M18×140	1	0.321	0.32
5	螺栓M10×320	2	0.208	0.42
6	螺母M20	2	0.062	0.12
7	螺母M18	12	0.044	0.53
8	螺母M10	2	0.011	0.22
9	垫圈20	4	0.025	0.10
10	垫圈18	24	0.016	0.38
11	垫圈10	2	0.004	0.008
12	角钢∟180×80×10，$l=160$	2	2.16	4.32
13	钢板500×180，$t=10$	1	7.07	7.07
14	楔形罐道木		0.304	
15	楔形罐道木		0.443	
合计		钢材19.44；木材0.747		

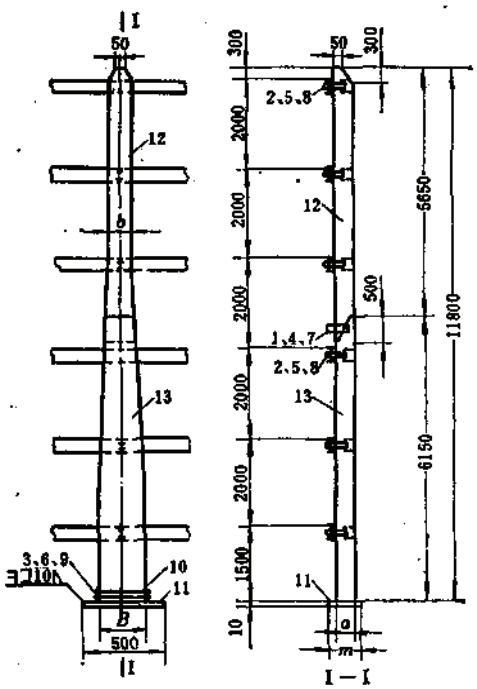


图 1-1-88 楔形罐道与罐道梁安装图三
1. 当楔形罐道与刚性罐道不布置在同一条直线上时，使用本图。2. 当罐道断面为160×180、罐道梁为I 25a及I28a时，$B=280$；当罐道断面为180×200、罐道梁为I 28a及I 32a时，$B=300$。3. $a=160$、180；$m=180$；200

楔形罐道与罐道梁安装图三材料表 表 1-1-30

编号	名称及规格	数量	重量（kg）或材积（m³） 单	总
1	螺栓 M20×180 (M20×150)	2 (2)	0.502 (0.428)	1.00 (0.95)
2	螺栓 M18×240 (M18×220)	12 (12)	0.522 (0.482)	6.26 (5.78)
3	螺栓 M10×340 (M10×320)	2 (2)	0.22 (0.21)	0.44 (0.42)
4	螺母M20	2	0.602	0.12
5	螺母M18	12	0.044	0.53
6	螺母M10	2	0.011	0.02
7	垫圈20	4	0.025	0.10
8	垫圈18	24	0.016	0.38
9	垫圈10	2	0.004	0.008
10	角钢∟100×80×10 $l=180$ ($l=160$)	2 (2)	2.43 (2.16)	4.86 (4.32)
11	钢板$t=10$，500×200	1	7.85	7.85
12	楔形罐道木		0.345 (0.290)	0.345 (0.290)
13	楔形罐道木		0.554 (0.482)	0.554 (0.482)
合计		钢材 21.59 (20.46)；木材 0.899 (0.792)		

注：表中不带括号的数字用于罐道正常断面为180×200、罐道梁为I28a、I32a；带括号的数字用于罐道正常断面160×180、罐道梁为I25a、I28a。螺母、垫圈的数字共用。

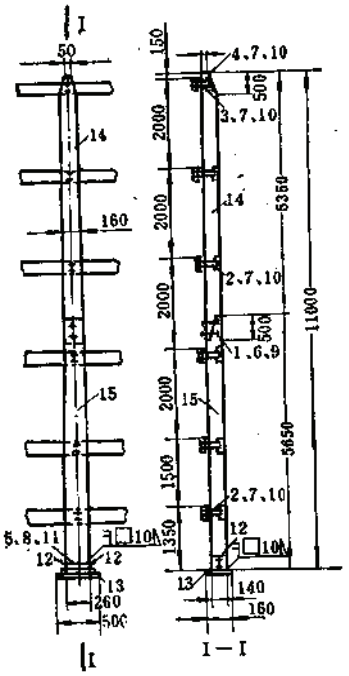


图 1-1-89　平衡锤楔形罐道与罐道梁安装图一

本图适用于楔形罐道与刚性罐道布置在一条垂线上。

平衡锤楔形罐道与罐道梁安装图一材料表　表 1-1-31

编号	名称及规格	数量	重量(kg)或材积(m³) 单	总
1	螺栓M20×140	2	0.403	0.806
2	螺栓M18×200	10	0.442	4.42
3	螺栓M18×180	1	0.402	0.40
4	螺栓M18×140	1	0.332	0.332
5	螺栓M10×300	2	0.196	0.39
6	螺母M20	2	0.062	0.12
7	螺母M18	12	0.044	0.53
8	螺母M10	2	0.011	0.02
9	垫圈20	4	0.025	0.10
10	垫圈18	24	0.016	0.32
11	垫圈10	2	0.004	0.008
12	角钢∟100×80×10,l=160	2	2.16	4.32
13	钢板t=10,500×160	1	6.28	6.28
14	楔形罐道木		0.253	
15	楔形罐道木		0.382	
合　计		钢材18.1;木材0.635		

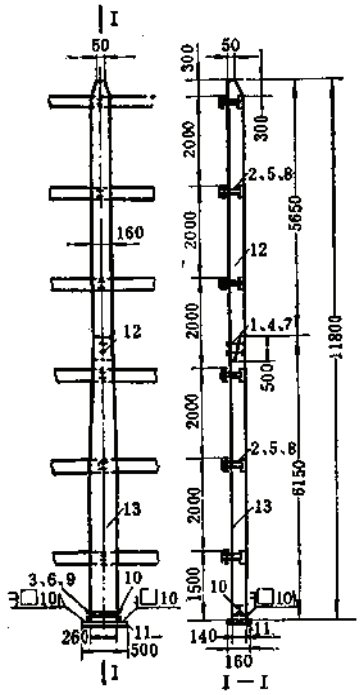


图 1-1-90　平衡锤楔形罐道与罐道梁安装图二

本图适用于楔形罐道与刚性罐道不布置在一条直线上。

平衡锤楔形罐道与罐道梁安装图二材料表　表 1-1-32

编号	名称及规格	数量	重量(kg)或材积(m³) 单	总
1	螺栓M20×140	2	0.405	0.81
2	螺栓M18×200	12	0.442	5.30
3	螺栓M10×300	2	0.196	0.39
4	螺母M20	2	0.062	0.12
5	螺母M18	12	0.044	0.53
6	螺母M10	2	0.011	0.02
7	垫圈20	4	0.025	0.10
8	垫圈18	24	0.016	0.38
9	垫圈10	2	0.004	0.008
10	角钢∟100×80×10,l=160	2	2.16	4.32
11	钢板t=10,500×160	1	6.28	6.28
12	楔形罐道木		0.239	
13	楔形罐道木		0.416	
合　计		钢材18.66;木材0.655		

1.3.4 梯子间、管子间、电缆间装备

1.3.4.1 梯子平台梁计算

1. 设计荷载的计算

不变荷载

$$q_1=\gamma_0\gamma_G q_{1K} \tag{1-1-89}$$

$$q_2=\gamma_0\gamma_G q_{2K} \tag{1-1-90}$$

$$q_3=\gamma_0\gamma_G q_{3K}$$

$$P_1=\gamma_0\gamma_G P_{1K}$$

可变荷载

$$P_Q=n\gamma_0\gamma_Q P_{QK}$$

式中 γ_0——结构重要性系数，取$\gamma_0=1$；

γ_G——永久荷载分项系数，取$\gamma_G=1.2$；

γ_Q——可变荷载分项系数，取$\gamma_G=1.4$；

q_1、q_2、q_3——分别为梁自重、平台自重、隔网自重的设计荷载，kN/m；

q_{1K}、q_{2K}、q_{3K}——分别为梁自重、平台板自重、隔网自重，kN/m；

P_{1K}、P_1——梯子自重和梯子设计荷载，kN；

P_Q——可变设计荷载，kN；

P_{QK}——一个人重，取$P_{QK}=0.8$kN；

n——梯子上和平台上人数，$n=4$，梯子上三人，平台上一人。

2. 梁的选择

根据设计荷载作用的位置，按简支梁计算出梁的最大弯矩，由此再按强度条件选择截面：

$$\frac{M}{\gamma_x W_x}\leqslant f \tag{1-1-91}$$

式中 γ_x——截面塑性发展系数，对工字钢梁，取$\gamma_x=1.05$，$\gamma_y=1.2$，其余都按《钢结构设计规范GBJ17—87》γ_x、γ_y值；

其余符号同前。

1.3.4.2 管子平台梁计算

1. 管卡支承梁

一般管卡梁，当只起导向作用时，可按经验选取，常选I12～I16或[14～[16号型钢。当管卡梁按承重构件计算时，除按经验选取外，还要进行强度验算。

设计荷载

$$q_G=\gamma_0\gamma_G q_{GK} \tag{1-1-92}$$

$$P_G=\gamma_0\gamma_G q_{GK} \tag{1-1-93}$$

$$P_Q=\gamma_0\gamma_Q P_{QK} \tag{1-1-94}$$

式中 q_{GK}——梁自重，kN/m；

P_{GK}——两管卡间的管子及附件自重，kN；

P_{QK}——两管卡间水柱及水锤附加力，kN。

其强度应符合：

$$\frac{M}{\gamma_x W_x}\leqslant f \tag{1-1-95}$$

式中　M——按简支梁计算的最大弯矩，kN·m；

其余符号同前。

2．排水管托管梁的计算与选择

托管座有直管座和弯管座两种型式，由于直管支座托梁布置形式，不但可避开马头门及管子道，而且比弯管支座托梁受力小。因此，在设计中优先采用直管支座托梁布置形式。

1）作用在直管支座托梁上的设计荷载

第一种计算方法：

$$P = n\gamma_0(\gamma_G P_a + \gamma_G P_b + \gamma_Q P_c) \tag{1-1-96}$$

$$P_c = \frac{1}{4}\pi d^2 H\gamma$$

式中　P——作用于梁上的设计荷载，kN；

n——动力系数，$n=1.4$；

γ_0——结构重要性系数，$\gamma=1.1$；

γ_G——永久荷载分项系数，$\gamma_G=1.2$；

γ_Q——活荷载分项系数，$\gamma_Q=1.4$；

P_a——管子自重，kN；

P_b——法兰等管子附件重，kN；

P_c——水柱重，kN；

d——管子内径，m；

H——管支座至计算面的垂直距离，m；

γ——水的重力密度，$\gamma=10\text{kN/m}^3$。

第二种计算方法：

对不产生水锤作用的管路：

$$P = \gamma_0\gamma_G(P_a + P_b) + \gamma_0\gamma_Q n_0 P_c \tag{1-1-97}$$

式中　n_0——静传递系数，见表1-1-33。

对产生水锤作用的管路：

$$P = \gamma_0\gamma_G(P_a + P_b) + \gamma_0\gamma_Q ks(P_0 + \Delta P) \tag{1-1-98}$$

$$\Delta P = \rho C v_0;\quad v_0 = 0.95v$$

式中　k——动传递系数，见表1-1-33；

水锤传递系数表　　表 1-1-33

管支座	管路固定方式	不产生水锤管路的静传递系数n_0	产生水锤管路的动传递系数k
直管支座	管路被管卡固定	0.33	0.28
	管卡只做导向用	0.48	0.40
弯管支座	管路被管卡固定	0.55	0.44
	管卡只做导向用	0.80	0.63

s——支座处排水管静截面面积，m^2；

P_0——支座处管内静水压力，kN/m^2；

ΔP——水锤压力增值，kN/m^2；

ρ——水的密度，取$\rho=1000kg/m^3$；

v——排水管正常工作时水的流速，m/s；

v_0——产生水锤时管内反冲流速，m/s；

C——水锤波速，$C=1150m/s$。

2）作用在弯管支座托管梁上的荷载

第一种方法：

$$P=n\gamma_0(\gamma_G P_a+\gamma_G P_b+\gamma_Q P_c)+\gamma_0\gamma_Q P_d \tag{1-1-99}$$

式中 P_d——水锤影响力，kN；

其余符号同前。

第二种计算方法同直管支座上荷载的计算方法完全相同。

3）梁截面选择

当按上述的方法计算出设计荷载P之后，按简支梁计算出梁的最大弯矩M，然后按下式选截面：

$$W_x=\frac{M}{\gamma_x f} \tag{1-1-100}$$

用下式验算整体稳定性：

$$\frac{M}{\varphi_b W_x}<f \tag{1-1-101}$$

式中 φ_b——整体稳定系数。

1.3.4.3 电缆支架和电缆梁

直接将电缆固定在井壁上的电缆支架，用∟70×50×5或∟50×50×5角钢，如图1-1-91所示。图1-1-92为电缆梁。

固定电缆的电缆梁可用[8、[10型钢，也可用I10型钢和∟50×50×5角钢，固定螺栓用M10、M12均可。

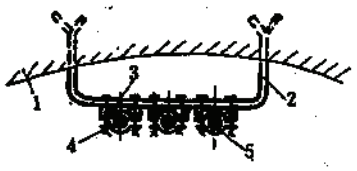


图 1-1-91 电缆支架

1—井壁；2—电缆支架；3—垫木；4—固定螺栓；5—电缆

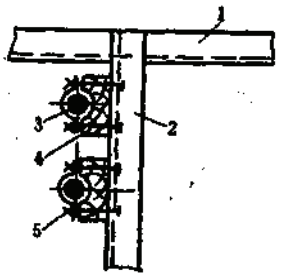


图 1-1-92 电缆梁

1—罐道梁；2—电缆梁；3—电缆；4—垫木；5—螺栓

1.3.5 马头门与马头门框架

1.3.5.1 马头门

1. 设计依据和规定

（1）井筒断面布置及下放长材料、设备的尺寸和方式；

（2）机车、矿车的规格，井底车场线路、机械设备、控制设备、通讯设备的布置；

（3）井筒和阶段大巷连接处，必须设绕道，并用不低于1.5m高的栅栏或金属网与井筒隔开，在进出口设栅栏门；

（4）井筒与井底车场连接处两侧应设人行道，其有效宽度不小于800mm；

（5）马头门进出车两侧，应设人行通道互相联络。可局部刷大井筒，设置绕道，也可同等候室联合布置，高不得小于2m，宽不小于1m；

（6）信号硐室应靠近井筒，硐室底板应高出道碴面100～200mm。

2．马头门形式

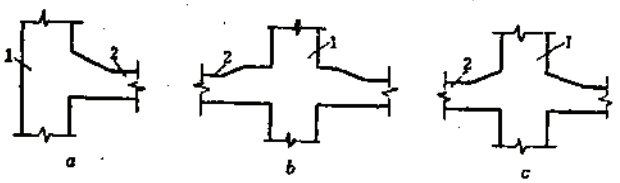


图 1-1-93　马头门形式

a—单面马头门；*b*—双面平顶马头门；*c*—双面斜顶马头门

（1）单面马头门，如图1-1-93*a*，用于尽头式车场，通过能力不大的小型矿井。

（2）双面平顶马头门，如图1-1-93*b*，适用于通过能力大，采用双层罐笼，同时进出车和上下人员，并设有上层推车机、固定平台的大型矿井。

（3）双面斜顶马头门，如图1-1-93*c*，适用于大、中、小型矿井。

3．马头门尺寸的确定

1）高度的确定

马头门高度主要受下放长材料的尺寸、大型设备的尺寸和下放方式所控制。按图1-1-94所示，其有效高度（轨面至巷道顶的净高）按下式计算：

$$H = 0.707(L + 2\delta) - d \qquad (1\text{-}1\text{-}102)$$

$$d = 0.9D$$

式中　L——下放材料或设备的最大长度，m；

δ——下放材料或设备的最大高度，m；

d——矩形井筒净截面沿出车方向的边长，或圆形井筒罐笼长方向在井筒内的切割之弦长，m；

D——圆形井筒净直径，m。

2）马头门的长、宽尺寸

为减少通风阻力，有利于支护，马头门单侧长度（高度变化段）一般不小于5m。宽度则由井口机械设备的布置、运输和人行道的要求所决定。

1.3.5.2　**马头门框架**

1．马头门框架的形式

（1）顶、底梁兼作罐梁，单面立柱，中间罐梁一端插入井壁，一端固定在框架立柱上，这种形式多用于单面马头门，如图1-1-95所示。

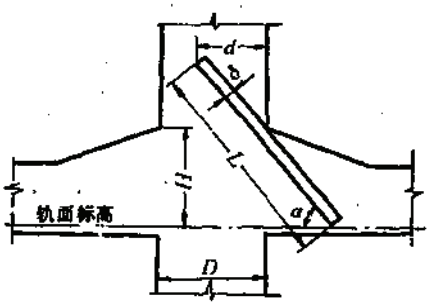


图 1-1-94 马头门高度计算简图

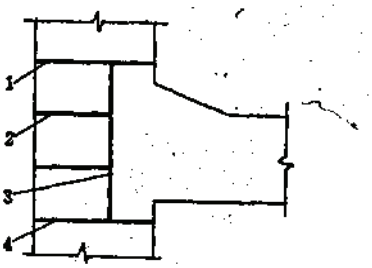


图 1-1-95 单立柱马头门框架

1—顶梁；2—罐梁；3—立柱；4—底梁

（2）顶、底梁兼作罐梁，双立柱，中间罐梁固定在立柱上，多用于双面马头门，如图1-1-96所示。

2．马头门框架计算

将顶、底梁与井壁的连接视为简支，立柱与顶、底梁或中间罐梁的连接视为铰接，将立柱、顶梁、底梁、中间罐梁当作单独构件逐个进行计算。

假设顶、底梁变形相同，立柱竖向变形忽略不计，考虑断绳后制动点在顶梁上的最不利位置，按两端铰接偏心受压柱计算。制动力作用在顶梁上通过罐道传至以下每根罐梁上，而且一层比一层小。为计算方便和偏于安全，将立柱中间罐道梁上所受的制动力也视为作用在顶梁上。图1-1-97为马头门框架计算简图。

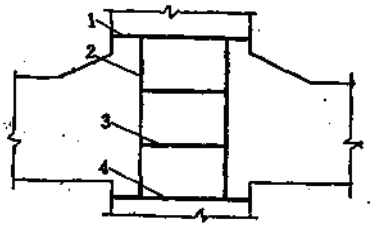


图 1-1-96 双立柱马头门框架

1—顶梁；2—立柱；3—罐梁；4—底梁

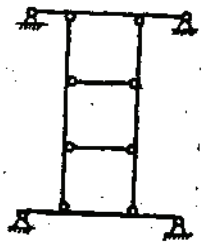


图 1-1-97 马头门框架计算简图

1）立柱的内力分析及截面选择

作用在一根立柱上的制动力：

$$N_z=\frac{F_1}{2}n \tag{1-1-103}$$

作用在一根立柱上的轴向力：

$$N=N_z+F_G \tag{1-1-104}$$

柱内最大弯矩：

$$M_y=N_z\delta \tag{1-1-105}$$

式中　F_1——每根罐道梁承受的荷重，kN；

t——偏心距（制动力作用点至柱轴线的距离），m；

M_y——柱的最大弯矩，kN·m；

F_G——除制动力以外的作用柱上的设计荷载，kN；

N_s——作用在柱上的设计制动力，kN；

n——立柱长度范围内罐梁层数，$n=2\sim3$。

2）立柱的截面选择

立柱一般可选与正常罐道梁型号相同的型钢。当以垂直力（制动力）为主进行计算时，一定要使其长细比$\lambda_y\leqslant150$。否则，要在井壁与立柱之间加垂直支撑。

按强度选择：

$$\frac{N}{A_n}+\frac{M_y}{\gamma_y W_{ny}}\leqslant f \tag{1-1-106}$$

稳定性验算（弯矩作用平面内）：

$$\frac{N}{\varphi_y A}+\frac{\beta_{my}M_y}{\gamma_y W_{1y}\left(1-0.8\dfrac{N}{N_{Ey}}\right)}\leqslant f \tag{1-1-107}$$

$$N_{Ey}=\pi^2EA/\lambda_y^2$$

式中　A——立柱的毛截面面积，m^2；

A_n——立柱的净截面面积，m^2；

W_{ny}——对y轴净截面抵抗矩，m^3；

φ_y——在弯矩作用平面内的轴心受压构件稳定系数；

N——轴心压力，取所计算柱段范围内的最大值，kN；

γ_y——截面塑性发展系数；

N_{Ey}——欧拉临界力；

W_{1y}——弯矩作用平面内的受压最大纤维毛截面抵抗矩，m^3；

β_{my}——等效弯矩系数，取$\beta_{my}=1.0$。

在水平力作用下，立柱按简支梁计算，其最大弯矩为：

$$M=\frac{F_h ab}{2L} \tag{1-1-108}$$

其截面验算同前面的罐道梁验算。

1.3.6　井筒装备节点系列图谱

1.3.6.1　工字钢与工字钢连接

工字钢与工字钢连接见图1-1-98和表1-1-34。

1.3.6.2　槽钢与工字钢端面连接

槽钢与工字钢端面连接见图1-1-99和表1-1-35。

1.3.6.3　槽钢与工字钢中部连接

槽钢与工字钢中部连接见图1-1-100和表1-1-36。

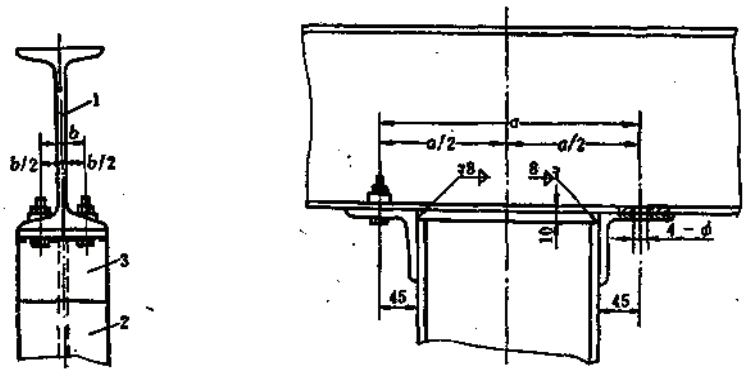


图 1-1-98 工字钢与工字钢连接

1—工字钢梁；2—工字钢柱；3—连接角钢

工字钢与工字钢连接尺寸表 (mm) 表 1-1-34

梁、柱型号		I 20a	I 22a	I 25a	I 28a	I 32a
连接尺寸	a	290	310	340	370	410
	b	52	58	64	66	74
	φ	18	18	20	20	22

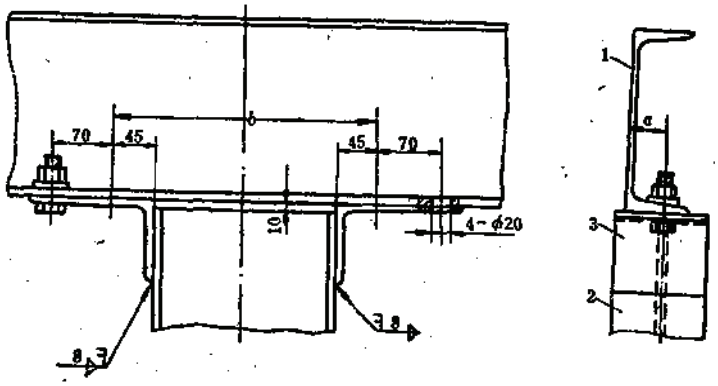


图 1-1-99 槽钢与工字钢墙面连接

1—槽钢梁；2—工字钢柱；3—连接角钢

槽钢与工字钢墙面连接尺寸表(mm) 表 1-1-35

梁柱型号	柱 梁	I 20a [20a	I 22a [22a	I 25a [25a	I 28a [28a	I 32a [32a
连接尺寸	a	40	42	44	44	47
	b	290	310	340	370	410

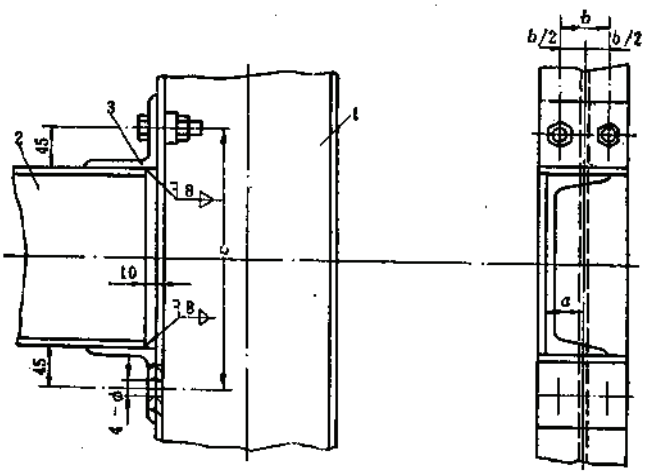


图 1-1-100 槽钢与工字钢中部连接

1—工字钢柱；2—中间槽钢梁；3—连接角钢

槽钢与工字钢中部连接尺寸表(mm) 表 1-1-36

梁柱型号	柱 中间梁	I 20a [20a	I 22a [22a	I 25a [25a	I 28a [28a	I 32a [32a
连接尺寸	φ	18	18	20	20	22
	a	40	42	44	44	47
	b	52	58	64	66	74
	c	290	310	340	370	470

1.3.6.4 工字钢与工字钢搭接

工字钢与工字钢搭接见图1-1-101和表1-1-37。

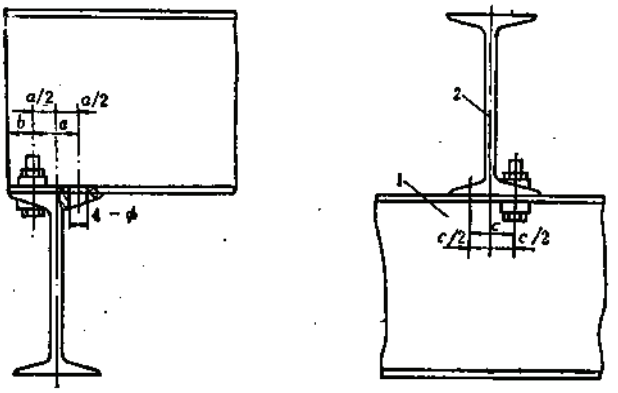


图 1-1-101 工字钢与工字钢搭接

1—主梁；2—副梁

工字钢与工字钢搭接尺寸表(mm) 表 1-1-37

工字钢型号	I 18	I 20_a	I 22_a	I 25_a	I 28_a	I 32_a
螺栓孔直径ϕ	18	18	18	20	20	20
b	22	24	26	26	28	28
a或a	50	52	58	64	66	74

注：1.a、b尺寸由主梁型号决定。
2.c、ϕ尺寸及螺栓大小由副梁型号确定。

1.3.6.5 槽钢与槽钢搭接

槽钢与槽钢搭接见图1-1-102和表1-1-38。

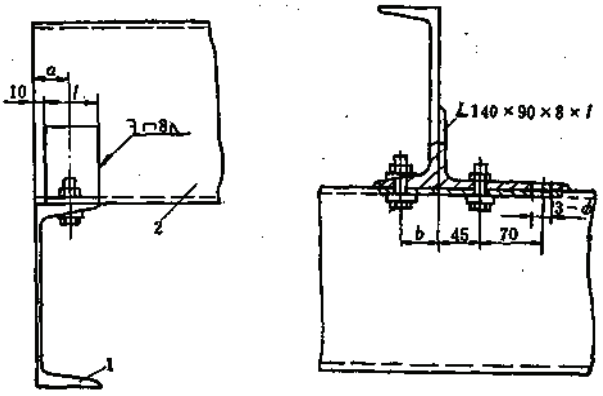


图 1-1-102 槽钢与槽钢搭接
1—主梁；2—副梁

槽钢与槽钢搭接尺寸表(mm) 表 1-1-38

槽 钢 型 号	[14_a	[18_a	[20_a	[22_a	[25_a	[28_a	[32_a
螺栓孔直径ϕ	18	18	18	18	20	20	20
a或b	35	38	40	42	44	44	47
连接角钢l	48	58	63	67	68	72	78

注：1.a、l尺寸由主梁型号确定。
2.b和ϕ尺寸及螺栓大小由副梁型号确定。

1.3.6.6 槽钢与工字钢搭接

槽钢与工字钢搭接见图1-1-103和表1-1-39。

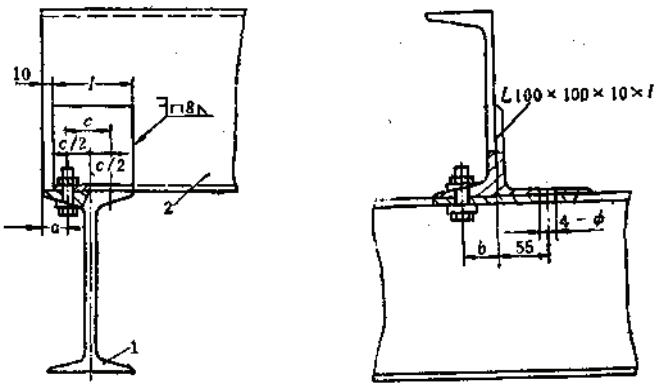


图 1-1-103　槽钢与工字钢搭接

1—主梁；2—副梁

槽钢与工字钢搭接尺寸表(mm)　　表 1-1-39

主梁连接尺寸表						
主梁型号	I 18	I 20_a	I 22_a	I 25_a	I 28_a	I 32_a
a	22	24	28	26	28	28
c	50	52	58	64	66	74
连接角钢∠	84	90	100	106	112	120
副梁连接尺寸表						
副梁型号	[14_a	[18_a	[20_a	[22_a	[25_a	[28_a	[32_a
螺栓孔直径 ϕ	18	18	18	18	20	20	20
b	35	38	40	42	44	44	47

注：当副梁为[14_a时，不需连接角钢。

1.3.6.7　副梁作上切口的插接

副梁作上切口的插接见图1-1-104、图1-1-105和表1-1-40～表1-1-44。

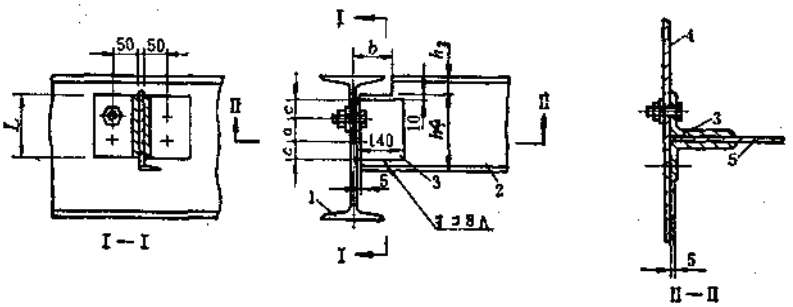


图 1-1-104　主梁为工字钢的插接

1—主梁；2—副梁（工字钢或槽钢）；3—连接角钢；4—主梁腹板；5—副梁腹板

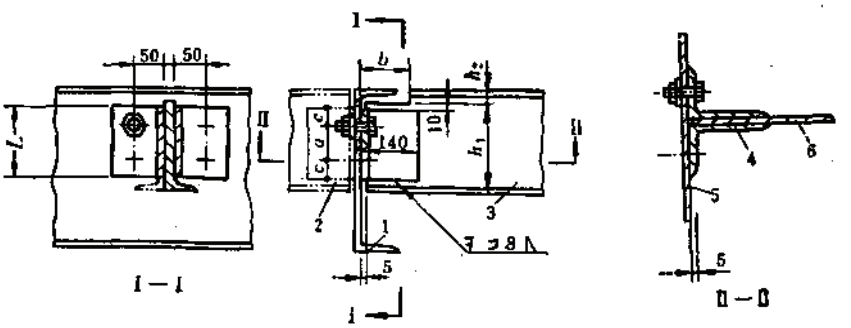


图 1-1-105 主梁为槽钢的插接

1—主梁；2—副梁（工字钢或槽钢反向连接）；3—副梁（工字钢或槽钢正向连接）；4—连接角钢；5—主梁旗板；6—副梁旗板

螺栓孔直径（mm） 表 1-1-40

副梁型号	I 18～I 22 [18～[22	I 25～I 28 [25～[28
ϕ	20	22

连接角钢长度 L 表（mm） 表 1-1-41

主梁型号	副梁型号				
	I 18 [18	I 20 [20	I 22 [22	I 25 [25	I 28 [28
I 20 [20	120				
I 22 [22	120	138			
I 25 [25	114	126	146		
I 28 [28	114	124	144	174	
I 32 [32	114	124	144	174	204

注：连接角钢均为∟140×90×10两块。

螺栓 a(c) 值（mm） 表 1-1-42

主梁型号	副梁型号				
	I 18 [18	I 20 [20	I 22 [22	I 25 [25	I 28 [28
I 20 [20	60 (30)				
I 22 [22	60 (30)	78 (30)			
I 25 [25	60 (27)	66 (30)	86 (30)		
I 28 [28	60 (27)	64 (30)	84 (30)	104 (35)	
I 32 [32	60 (27)	64 (30)	84 (30)	104 (35)	134 (35)

注：括号中为c值。

副梁切口 h_1 (h_2) 值表 (mm) 表 1-1-43

主梁型号	副梁型号				
	I 18 [18	I 20 [20	I 22 [22	I 25 [25	I 28 [28
I 20 [20	155 (25)				
I 22 [22	154 (26)	174 (26)			
I 25 [25	148 (32)	168 (32)	188 (32)		
I 28 [28	147 (33)	167 (33)	187 (33)	217 (33)	
I 32 [32	147 (33)	167 (33)	187 (33)	217 (33)	247 (33)

注：1.当为反向连接时，副梁不作切口。
2.括号中数为h_2值。

副梁切口 b 值表 (mm) 表 1-1-44

主梁型号	副梁型号				
	I 18 [18	I 20 [20	I 22 [22	I 25 [25	I 28 [28
I 20 [20	57 (76)				
I 22 [22	62 (80)	62 (80)			
I 25 [25	65 (81)	65 (81)	65 (81)		
I 28 [28	68 (85)	68 (85)	68 (85)	65 (85)	
I 32 [32	71 (90)	71 (90)	71 (90)	71 (90)	71 (90)

注：1.当为反向连接时，副梁不作切口。
2.括号中数值系主梁为槽钢时的情况。

1.3.6.8 副梁作上下切口的连接

副梁作上下切口的连接见图1-1-106、图1-1-107和表1-1-45～表1-1-48。

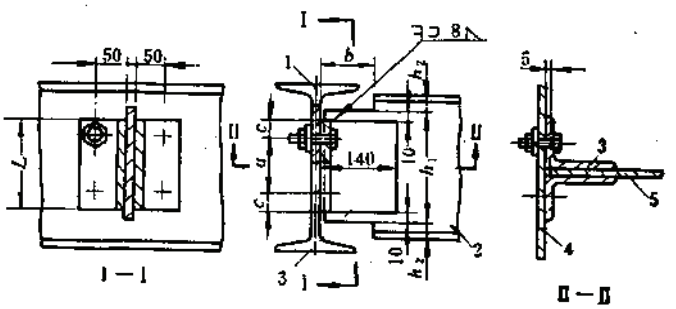


图 1-1-106 主梁为工字钢的插接

1—主梁；2—副梁（工字钢或槽钢）；3—连接角钢；4—主梁腹板；5—副梁腹板

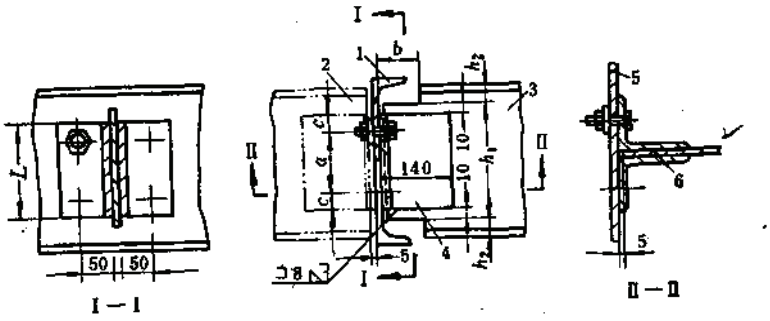


图 1-1-107 主梁为槽钢的插接

1—主梁；2—副梁（工字钢或槽钢反向连接）；3—副梁（工字钢或槽钢正向连接）；4—连接角钢；5—主梁腹板；6—副梁腹板

连接角钢及螺栓规格表(mm) 表 1-1-45

副梁型号	[14	I 18 [18	I 20 [20	I 22 [22	I 25 [25	I 28 [28	I 32 [32
连接角钢数量(支)	1	2	2	2	2	2	2
连接角钢长度L	120	114	130	148	166	194	240
螺栓孔直径ϕ	18	20	20	20	22	22	22

注：1.[14只用一块连接角钢，角钢焊在[14背面。
2.连接角钢均为∟140×90×10。

螺栓 $a(c)$ 值表 (mm) 表 1-1-46

主梁型号	副梁型号						
	[14	I 18 [18	I 20 [20	I 22 [22	I 25 [25	I 28 [28	I 32 [32
I 18 [18	60* (30)						
I 20 [20							
I 22 [22	60 (30)	54 (30)					
I 25 [25			70 (30)	88 (30)	96 (35)		
I 28 [28						124 (35)	
I 32 [32							170 (35)

注：1.表中注*者仅适于主梁为槽钢时的反向连接。
2.括号中数为c值。

副梁切口 $h_1(h_2)$ 值表(mm)　　表 1-1-47

主梁型号	副梁型号						
	[14	I 18 [18	I 20 [20	I 22 [22	I 25 [25	I 28 [28	I 32 [32
I 18　[18		134 (23)					
I 20　[20		134 (23)	150 (25)				
I 22　[22			150 (25)	168 (26)			
I 25　[25				168 (26)	186 (32)		
I 28　[28					186 (32)	214 (33)	
I 32　[32						214 (33)	260 (30)

注：折线以下及主梁为槽钢之反向连接时，均不作切口。

副梁切口 b' 值表 (mm)　　表 1-1-48

主梁型号	副梁型号						
	[14	I 18 [18	I 20 [20	I 22 [22	I 25 [25	I 28 [28	I 32 [32
I 18　[18		54 (71)					
I 20　[20		57 (76)	57 (76)				
I 22　[22			62 (80)	62 (80)			
I 25　[25				65 (81)	65 (81)		
I 28　[28					68 (85)	68 (85)	
I 32　[32						71 (90)	71 (90)

注：1.折线下及主梁为槽钢之反向连接时，均不作切口。
2.当主梁为槽钢时，用括号中数值。

1.3.7　梯子间系列型谱

1.3.7.1　使用说明

（1）梯子柱脚系用螺栓同焊在平台板上的连接角钢 4 相连接，连接角钢 4 内边距为 404mm，见图1-1-108。

（2）连接角钢 4 平台上的焊接位置，应落在梯子间中部梁的上部。

（3）栅栏宽度按梯子梁净间距定为三种，当栅栏与梯子梁平行安装时，应根据梯子梁净长及构件要求，自行选配组合。

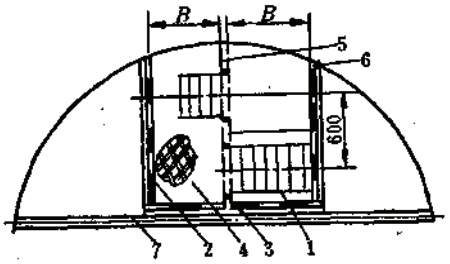


图 1-1-108 梯子间装配

1—梯子；2—栅栏；3—连接角钢；4—平台钢板；5—中间梯子梁；6—边梯子梁；7—罐梁

1.3.7.2 梯子制作与安装

梯子制作与安装见图1-1-109和表1-1-49。

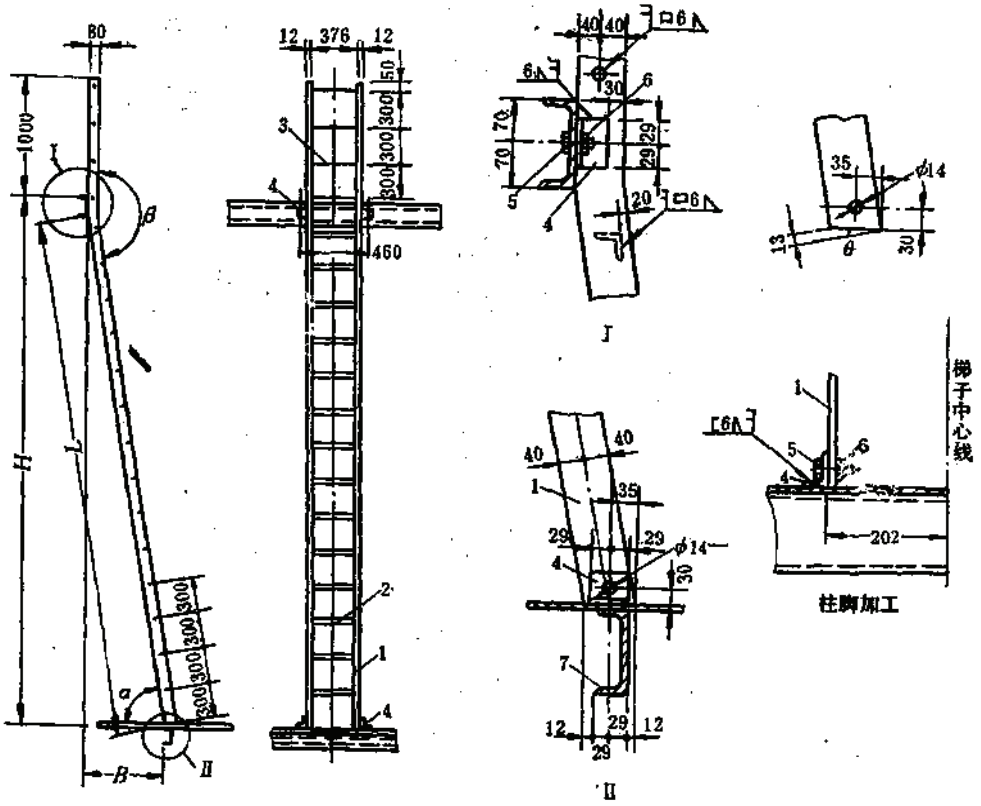


图 1-1-109 梯子制作与安装

1—梯子柱（－80×12）；2—梯子壁（∟40×4）；3—扶手（圆钢φ15）；4—连接角钢（∟50×6）；5—螺栓（M12×50）；6—螺母（M12）；7—中间梯子梁

1.3.7.3 栅栏制作与安装

1. 金属栅栏制作与安装

（1）金属栅栏制作参见图1-1-110。

梯子安装制作尺寸表　　表 1-1-49

梯子代号	H(mm)	L(mm)	B(mm)	α	β	θ
梯1	4000	3915	700	79°52′	169°52′	10°08′
梯2	4168	4080	720	80°	170°	10°
梯3	5000	4930	870	80°	170°	10°

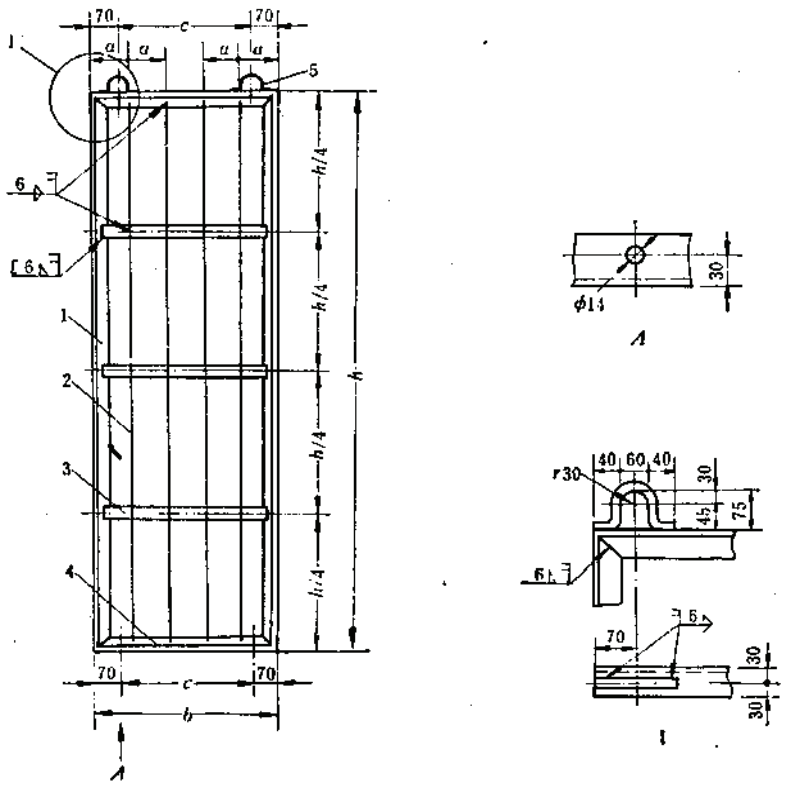


图 1-1-110　栅栏制作

1—栅栏边框（∟50×6）；2—栅栏网条（φ8～12）；3—肋条（－40×6）；4—栅栏横框（∟50×6）；5—固定环（φ15）

（2）金属栅栏安装，可通过固定销、固定钩、固定环和梯子间平台梁连接，这样安装制作、更换比较方便，也可通过金属网和平台梁中的孔直接用螺栓连接。

（3）栅栏与梯子梁平行安装见图1-1-111。

（4）栅栏与梯子梁垂直安装见图1-1-112。

（5）金属栅栏根据梁层间距和梯子间的长、宽尺寸按表1-1-50选用，当不符合下表尺寸时可进行调整长宽。

2．玻璃钢栅栏

为了克服金属栅栏易腐蚀，寿命短的缺点，国内研制了玻璃钢栅栏，自1978年开始在徐庄、东滩等煤矿井使用，至今情况良好。它具有重量轻，耐腐蚀，安装方便等优点，其

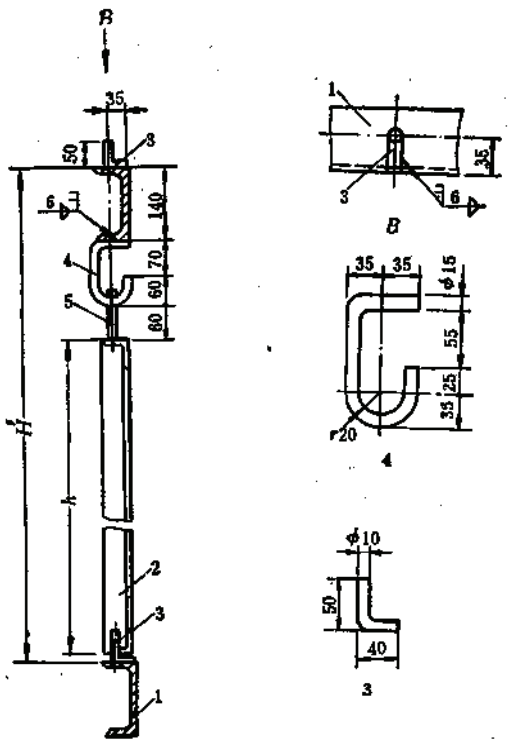


图 1-1-111 栅栏与梯子梁平行安装

1—边部梯子梁；2—栅栏；3—固定销（圆钢φ10）；4—固定钩（圆钢φ15）；5—固定环

金属栅栏尺寸选用表(mm) 表 1-1-50

栅栏代号	H	B	h	b	c	a
栅Ⅰ—1	4000	—	3640	500	360	125
栅Ⅰ—2	4000	700	3640	790	650	131
栅Ⅰ—3	4000	—	3640	960	820	137
栅Ⅱ—1	4168	—	3810	500	360	125
栅Ⅱ—2	4168	720	3810	810	670	135
栅Ⅱ—3	4168	—	3810	960	820	137
栅Ⅲ—1	5000	—	4640	500	360	125
栅Ⅲ—2	5000	—	4640	790	650	131
栅Ⅲ—3	5000	870	4640	960	820	137

注：符号B、a、b、c分别见图1-1-109和图1-1-110。

抗拉强度为20～25kPa；阻燃指数在26氧指数以上。

1）玻璃钢栅栏制作

玻璃钢栅栏的制作在专门生产玻璃钢的工厂进行，目前生产的规格：栅栏长度A为2385～5795mm，宽度B为570～1450mm，长和宽中间均按55mm进级。基本网格为165×330mm，而在栅栏的一端或一侧有非标准网格，以满足栅栏在长度和宽度上按55mm进级的需要，各部尺寸见图1-1-113。

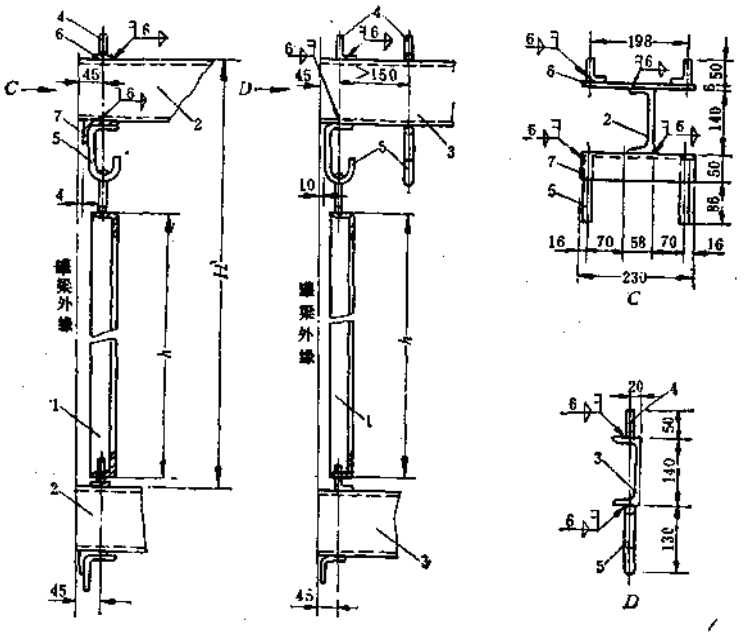


图 1-1-112　栅栏与梯子梁垂直安装

1—栅栏；2—中间梯子梁；3—边梯子梁；4—固定销；5—固定钩；6—固定扁钢（-40×6）；7—固定角钢（∟50×6）

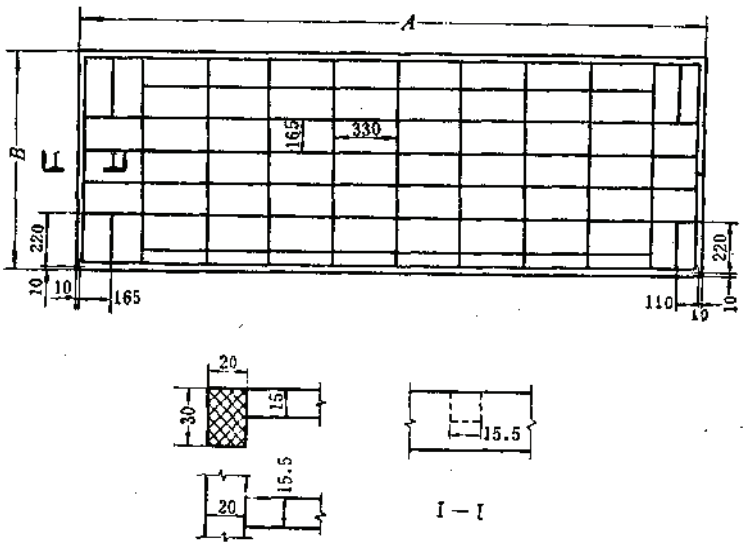


图 1-1-113　玻璃钢栅栏（STS）结构图

注：图中110×220mm尺寸的网格，为拉钩或挂钩位置的最小网格。

2）玻璃钢栅栏的安装

安装说明：

（1）当梯子间平台层间距大于4m时，栅栏与栅栏之间用两道卡子连接；当平台层间距小于4m时，栅栏与栅栏之间用一道卡子连接。

（2）玻璃钢栅栏规格及其配件适用于梯子间大梁选用I20b～I30c，小梁选用［14b，梯子平台板选用厚度为60mm混凝土预制板。图1-1-114为井筒梯子间平剖面图。

（3）考虑钢梁防腐、运输、堆放的方便，挂钩及拉钩与梁之间采用螺栓连接。但挂钩也可采用焊接，当采用焊接时，图1-1-115中的b尺寸可以为零。图1-1-116为梯子部位安装图。

（4）挂钩、拉钩及卡子的连接螺栓、螺母等应作镀锌防腐处理，各种钩子及卡板应与其他井筒装备构件一起做除锈防腐处理。

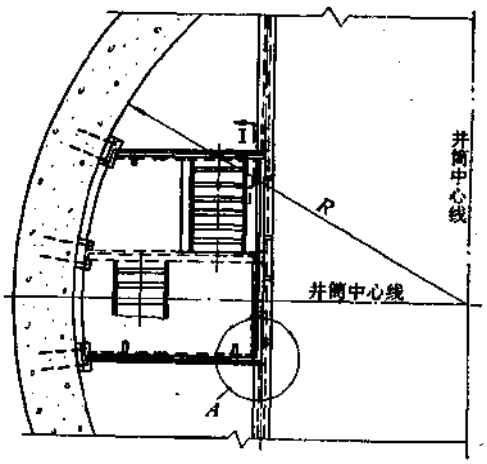


图 1-1-114 井筒梯子间平剖面图

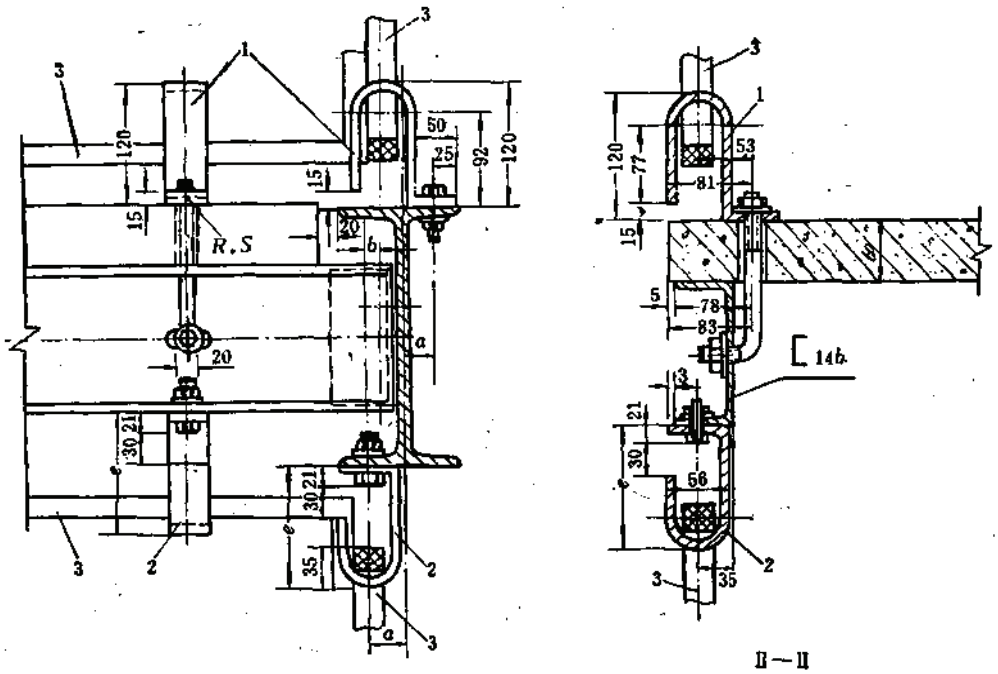


图 1-1-115 梯子间节点A大样图(一)

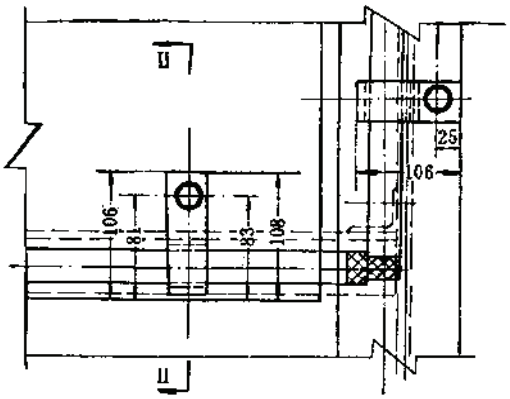


图 1-1-115　梯子间节点A大样图(二)

1—拉钩；2—挂钩；3—玻璃钢栅栏

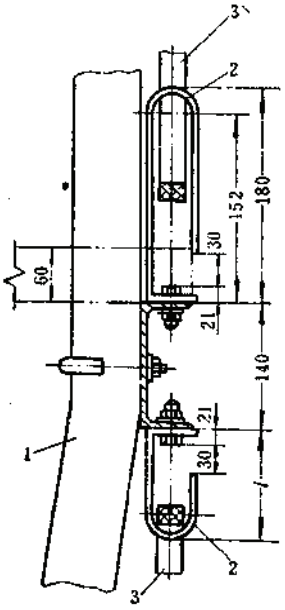


图 1-1-116　梯子部位安装图

1—梯子；2—栅栏挂钩和拉钩；3—栅栏

1.3.8　竖井装备计算实例

1.3.8.1　某莹石矿井筒装备计算

图1-1-117为井筒装备计算简图。

1．设计条件

井筒净直径　$D=5.0\text{m}$

罐道梁层间距　$L_0=2.0\text{m}$

罐笼自重　$G_K=30.401\text{kN}$

终端荷重　$G=66.684\text{kN}$

提升速度　$v=5\text{m/s}$

2．罐道的计算

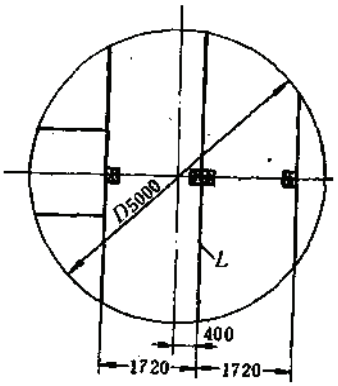


图 1-1-117 井筒装备计算简图

1）按断绳制动力选择罐道

（1）荷载：

$$G_0 = 30.401 + 0.784 = 31.185\text{kN}$$

设计荷载：

$$F = 5\gamma_4\gamma_Q G_0 = 5 \times 1.1 \times 1.4 \times 31.185 = 240.124\text{kN}$$

（2）罐道选择

初选木罐道断面为180mm×160mm，材质为水曲柳，$f_m = 17\text{MPa}$，$f_c = 16\text{MPa}$，$E = 11000\text{MPa}$。

（3）按偏心受压构件验算：

$$i = \sqrt{\frac{I}{A}} = \sqrt{\frac{h^2}{12}} = \frac{0.16}{\sqrt{12}} = 0.046$$

$$\lambda = \frac{L_0}{i} = \frac{2}{0.046} = 44 < 90$$

$$\varphi = \frac{1}{1 + \left(\frac{\lambda}{65}\right)^2} = 0.68$$

$$A_0 = 0.17 \times 0.16 = 0.027\text{m}^2$$

$$e = \frac{h - c}{2} = \frac{0.18 - 0.09}{2} = 0.045\text{m}$$

$$N = \frac{1}{2}F = \frac{1}{2} \times 240.124\text{kN} = 120.062\text{kN}$$

$$M = Ne = 120.062 \times 0.045 = 5.403\text{kN·m}$$

$$W_n = \frac{bh^2}{6} = \frac{0.16 \times 0.17^2}{6} = 0.00077\text{m}^3$$

$$\frac{N}{\varphi A_0} + \frac{M f_c}{W_n f_m} = \frac{120.062}{0.68 \times 0.0272} + \frac{5.403 \times 16 \times 10^3}{0.00077 \times 17 \times 10^3} = 13095 < 16000$$

2）按水平力验算

（1）荷载：

按表1-1-14选$F_{hk} = \frac{G}{20} = 3.334\text{kN}$。

设计荷载：

$$F_h=\gamma_0\gamma_Q F_{hk}=1.1\times1.4\times3.334=5.134\text{kN}$$

$$F_z=0.8F_h=0.8\times5.134=4.107\text{kN}$$

（2）按三跨梁计算强度：

$$M_x=\frac{1}{5}F_hL_0=\frac{1}{5}\times5.134\times2=2.052\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$M_y=\frac{1}{5}F_zL_0=\frac{1}{5}\times4.107\times2=1.643\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$\frac{M_x}{W_{nx}}+\frac{M_y}{W_{ny}}=\frac{2.052}{0.000864}+\frac{1.643}{0.000767}=5897<17000\text{（可）}$$

（3）挠度：

$$I_x=\frac{bh^3}{12}=\frac{0.16\times0.18^3}{12}=77760\times10^{-9}\text{m}^4$$

$$V_1=\frac{F_hL_0^3}{68EI_x}=\frac{5.134\times2^3}{68\times11\times10^6\times77760\times10^{-9}}=0.0007<\frac{L_0}{250}=0.008$$

当按简支梁计算时强度为8468kN/m²<16000kN/m²，挠度$V_1=0.0042\text{m}<0.008\text{m}$，所以按两种方法验算，均合乎要求。

3．罐道梁计算

1）以垂直力为主

（1）荷载：

$$F_1=\frac{F}{16}=\frac{240.124}{16}=15.01\text{kN}$$

$$F_G=0.16\times0.18\times2\times9=0.52\text{kN}$$

$$F_2=\gamma_0\gamma_G F_G=1.1\times1.2\times0.52=0.684\text{kN}$$

（2）按强度条件选梁：

$$L_0=\sqrt{2.5^2+0.4^2}\times2\times1.05=5.18\text{m}$$

$$q=0.373\text{kN}$$

$$M_N=\frac{(F_1+F_2)L_0}{4}+\frac{qL_0^2}{8}=\frac{(15.01+0.684)}{4}\times5.18+\frac{0.373\times5.18^2}{8}$$

$$=22.61\text{kN}\cdot\text{m}$$

$k_0=3$；$a_0=1$；按I20a　$b_1=0.1\text{m}$

$$t=\frac{b_1+h}{2}-\Delta+e=\frac{0.1+0.18}{2}-0.01+0.045=0.175\text{m}$$

$$T=(F_1+F_2)t=(15.01+0.684)\times0.175=2.746\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$M_{Nt}=0.35M_N+0.65\sqrt{M_N^2+(K_0a_0T)^2}$$

$$=0.35\times22.61+0.65\sqrt{22.61^2+(3\times1\times2.746)^2}=23.55\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$W_x=\frac{M_{Nt}}{\gamma_x f}=\frac{23.55}{1\times200\times10^3}=0.000117\text{m}^3$$

选I18a，$W_x'=0.000185>W_x=0.000117$

（3）求挠度：

$$I_x=1669\times10^{-8}\text{m}^4$$

$$V_2=\frac{(F_1+F_2)L_0^3}{48EI_x}+\frac{5qL_0^4}{384EI_x}$$

$$=\frac{(15.01+0.684)\times5.18^3}{48\times2.06\times10^5\times1669\times10^{-8}}+\frac{5\times0.373\times5.18^4}{384\times2.06\times10^5\times1669\times10^{-8}}$$

$$=0.0142\text{m}<\frac{5.18}{250}=0.02\text{m}$$

（4）整体稳定性验算：

$$\frac{L_0}{b_1}=\frac{5.18}{0.1}=51.8>13\text{，需进行稳定性验算}$$

$$\varphi_b=0.68>0.6\text{，取}\varphi_b=\varphi'_b=0.64$$

$$\frac{M_{Nt}}{\varphi_b W_x}=\frac{23.55}{0.64\times0.000185}=198902\text{kPa}<200000\text{kPa（可）}$$

2）用水平力验算

（1）设计荷载：

$$F_h=5.134\text{kN；}F_z=0.684\text{kN}$$
$$F_v=1.284\text{kN；}q=0.318\text{kN/m}$$

（2）强度计算：

$$M_h=\frac{F_hL_0}{4}=\frac{5.134\times5.18}{4}=6.65\text{kN·m}$$

$$M_v=\frac{(F_v+F_z)L_0}{4}+\frac{qL_0^2}{8}$$

$$=\frac{(1.284+0.684)\times5.18}{4}+\frac{0.318\times5.18^2}{8}=3.52\text{kN·m}$$

$$\text{改选用I25}_{a1}\text{：}\frac{M_h}{\gamma_yW_y}+\frac{M_v}{\gamma_xW_x}=\frac{6.65}{0.0000483}+\frac{3.52}{0.0004019}$$

$$=146439\text{kPa}<200000\text{kPa（可）}$$

（3）挠度计算

$$v_2=\frac{F_hL_0^3}{48EI_y}=\frac{5.134\times5.18^3}{48\times2.06\times10^5\times280.4\times10^{-8}}=0.005\text{m}<\frac{5.18}{250}=0.021\text{（可）}$$

根据以上的计算，确定选用水曲柳罐道，断面为160mm×180mm，罐梁选用第二组3号钢I25$_{a1}$。

1.3.8.2 某矿排水管直管支座托梁计算

1. 设计条件

（1）管子道弯管至井口水柱高426m，从管子道向上，第一、第二直管支座高差222.8m。

（2）管子为d273×10的无缝钢管，管子重为0.636kN/m，两直管间的管子附件重3.972kN。

（3）如图1-1-118所示，梁的计算长度为：

$L_1=\sqrt{3^2+1.8^2}\times2\times1.05=5.04\text{m}$

$L_2=(\sqrt{3^2-1.07^2}-1.8)\times1.025=1.03\text{m}$

$L_3=(\sqrt{3^2-0.53^2}-1.8)\times1.025=1.18\text{m}$

（4）正常排水时流速$V=1.767\text{m/s}$。

（5）计算时考虑停泵水锤力。

2. 荷载

水管自重 $P_a=0.636\times222.8=141.7\text{kN}$

附件重 $P_b=3.972\text{kN}$

支座处管内静水压力 $P_c=4180\text{kPa}$

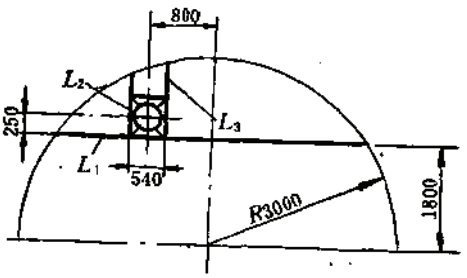


图 1-1-118 托管梁计算图

水锤波速　$C=1150\text{m/s}$

管内反冲速度　$V_o=0.95V=0.95\times1.767=1.68\text{m/s}$

水锤压力增值　$\Delta P=\rho CV_o=1000\times1150\times1.68=1930000\text{Pa}=1930\text{kPa}$

排水管底净截面面积　$S=\frac{1}{4}\pi\times2.53^2=0.053\text{m}^2$

动传递系数　$K=0.28$

设计荷载：

$$P=\gamma_o\gamma_Q(P_a+P_b)+\gamma_o\gamma_Q KS(P_o+\Delta P)=1.1\times1.2\times(141.7+3.972)+1.1\times1.4\times$$
$$\times0.28\times0.053\times(4180+1930)=331.97\text{kN}$$

3．梁的选择

1）2号梁

图1-1-119为2号梁计算简图，其计算如下：

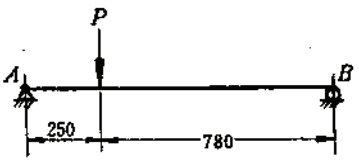


图 1-1-119　2号梁计算简图

$$P'=\frac{1}{2}P=\frac{1}{2}\times331.97=165.99\text{kN}$$

$$a=0.25\text{m},\ b=0.78\text{m},\ L_2=1.03\text{m}$$

$$M_2=\frac{P'ab}{L_2}=\frac{165.99\times0.25\times0.78}{1.03}=31.42\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$W_x=\frac{M_2}{\gamma_x f}=\frac{31.42}{200000}=0.000157\text{m}^3$$

选I20a，$W_x^1=0.000178\text{m}^3>0.000157\text{m}^3$

支座反力 $R_{A2}=\frac{P'b}{L_2}=\frac{165.99\times0.78}{1.03}=161.15\text{kN}$

2）3号梁

图1-1-120为3号梁计算简图，其计算如下：

$$P'=\frac{1}{2}P=\frac{1}{2}\times331.97=165.99\text{kN}$$

$$a=0.25\text{m};\ b=0.93\text{m},\ L_3=1.18\text{m}$$

$$M_3=\frac{P'ab}{L_3}=\frac{165.99\times0.25\times0.93}{1.18}=32.71\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$W_x=\frac{M_3}{\gamma_x f}=\frac{32.71}{200000}=0.000164\text{m}^3$$

选I20a，$W_x^1=0.000178\text{m}^3>0.000164\text{m}^3$

整体稳定验算：

$$\varphi_b=\frac{570bt}{e_1h}\cdot\frac{235}{f_y}=\frac{570\times73\times11}{1180\times200}\times\frac{235}{200}=2.27$$

由$\varphi_b=2.27$查得$\varphi'_b=0.93$

$$\frac{M}{\varphi'_bW_x}=\frac{32.71}{0.93\times0.000178}=197596<f=200000$$

选I20a满足要求。

反力：

$$R_{A3}=\frac{P'b}{L_3}=\frac{165.99\times0.93}{1.18}=130.82\text{kN}$$

3）1号梁

图1-1-121为1号梁计算图，其计算如下：

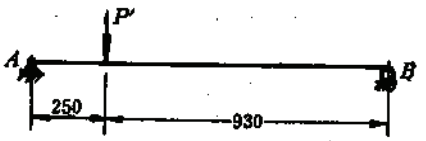


图 1-1-120 3号梁计算简图

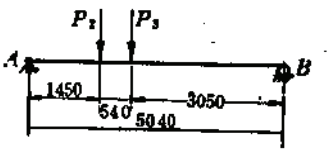


图 1-1-121 1号梁计算图

$a=1.45\text{m}$；$b=0.54\text{m}$；$c=3.05\text{m}$；$L_1=5.04\text{m}$，$P_2=R_{A2}=161.15\text{kN}$；$P_3=R_{A3}=130.82\text{kN}$

A端反力：

$$R_A=\frac{P_2(0.54+3.05)}{L_1}+\frac{P_3\times3.05}{L_1}=\frac{161.15\times(0.54+3.05)}{5.04}+\frac{130.82\times3.05}{5.04}$$
$$=193.96\text{kN}$$

$$R_B=\frac{P_2\times1.45}{L_1}+\frac{P_3(1.45+0.54)}{L_1}=\frac{161.15\times1.45}{5.04}+\frac{130.82\times(1.45+0.54)}{5.04}$$
$$=98.01\text{kN}$$

$$M_3=3.05\times98.01=298.93\text{kN}\cdot\text{m}$$
$$M_2=1.45\times193.96=281.24\text{kN}\cdot\text{m}$$
$$W_x=\frac{M_3}{\gamma_xf}=\frac{298.93}{300000}=0.0009964\text{m}^3$$

选16Mn I40a，$W'_x=0.001090\text{m}^3>W_x=0.0009964\text{m}^3$

稳定验算：

$$\frac{L_1}{b_1}=\frac{5.04}{0.15}=33.6>16,\varphi_b=0.83>0.6,\text{取}\varphi'_b=0.71$$

$$\frac{M_3}{\varphi'_bW'_x}=\frac{298.93}{0.71\times0.001090}=386264\text{kPa}>300000\text{kPa}$$

改选用 16MnI45a，$W'_x=0.00143\text{m}^3$

$$\frac{M_3}{\varphi'_bW'_x}=\frac{298.93}{0.71\times0.00143}=294425\text{kPa}<300000\text{kPa}$$

1.4 井筒装备防腐

井筒装备长期处于阴暗潮湿、有淋水、风速大、供氧充分或干湿交替的地下环境中。由于地下长年相对湿度都在钢铁被腐蚀的临界值以上，不但具有金属被大气腐蚀的基本因素——水和氧，而且还有各种腐蚀介质的作用，因此对井筒装备的腐蚀就更为严重。

1.4.1 井筒装备的腐蚀速度

1.4.1.1 钢铁的腐蚀速度

钢铁的腐蚀是在多种电解质综合作用下缓慢地进行，它随各个地区的水质、水量、空气等因素的不同有很大差异，见表1-1-51和表1-1-52。

钢铁在不同环境下腐蚀速度 表 1-1-51

环境	大气	海洋	矿井
腐蚀速度(mm/a)	0.01～0.1	0.1～0.3	0.1～1.0

钢铁在不同气候区腐蚀速度 表 1-1-52

气候区	平均单侧腐蚀速度 (mm/a)
湿热地带和沿海地区	0.25～0.50
华北内陆和西南丘陵地区	0.17～0.25
华北内陆和西北地区	0.10～0.17
上述地区个别矿井井筒	0.50～1.00

1.4.1.2 井筒装备的腐蚀速度

在pH值为6～10的中性或弱碱性水质的矿井中，井筒装备一般可使用十几年到二十几年；而在pH<6或pH>10的酸、碱度较高水质的矿井中，井筒装备使用年限只有几年就要部分或全部更换。

据统计，七十年代前安装的井筒装备有43%没有采取防腐蚀措施，有的就是采取了防腐措施，涂层在恶劣的使用条件下，最长使用期也只有一年左右就失去作用。

实践证明，由于井筒中各部位的条件不同，所以对井筒装备的腐蚀程度不完全一样。在井筒中不同深度装备腐蚀速度见表1-1-53。

不同深度井筒装备腐蚀速度对比表 表 1-1-53

井筒区段	腐蚀环境特点	腐蚀速度比
上部干燥区	风量大、风速快、富氧、潮湿	0.81
中部干湿交替区	风量大、风速快、水蒸汽蒸发快，供氧充分，氯离子、硫酸根离子富集	1.00
下部潮湿淋水区	水膜厚度增加，氧透过水膜速度减慢	0.70

注：井筒中部区的装备腐蚀速度为1.00。

1.4.2 金属构件的防腐

防腐的目的是使井筒装备在规定的矿井服务年限内，不因钢材被腐蚀而损害其功能，尽量做到井筒装备使用期限与矿井服务年限同步，或增加大修和更换装备的间隔时间。

当前金属构件的防腐采用最广泛的是涂层保护法。即在金属表面涂装耐腐蚀的覆盖层，把金属同腐蚀介质隔开，从而达到防腐的目的。

最常用的防腐蚀覆盖层有：

金属覆盖层：电镀、热电镀、喷涂等。

非金属覆盖层：主要是涂料。

当前，井筒装备防腐主要是采用非金属涂料防护。

1.4.2.1 金属构件防腐的表面处理

金属防腐施工前的表面除锈是非常重要的，它直接影响涂料和被涂材质之间的附着力及防护效果。除锈越彻底，防腐效果越好。目前，国外工业发达国家对涂装前钢结构除锈等级要求为瑞典标准Sa2～Sa2$\frac{1}{2}$级或Sa3级。具体要求是：彻底清除氧化皮、锈及其它污物，钢铁表面仅留有轻微的痕迹，并具有均匀的金属光泽。

1．钢铁表面除锈标准

1）瑞典除锈标准SIS055900—1967

（1）手工除锈质量等级

St2：用铲刀、钢丝刷、砂轮等手工工具彻底地除去疏松的氧化皮、锈及污物。经清理后，金属表面具有淡淡的金属光泽。

St3：除锈方法与St2相同，但要求更彻底，钢铁表面经清理后有明显的金属光泽。

（2）喷射除锈质量等级

Sa1：轻度喷射除锈，应除去疏松的氧化皮、锈及污物。

Sa2：彻底喷射除锈。应除去几乎所有的氧化皮、锈及污物。经清理后，金属表面应呈灰色。

Sa2$\frac{1}{2}$：非常彻底地喷射除锈，清除氧化皮、锈及污物。应达到仅剩有轻微的点状或条纹状锈痕的程度。

Sa3：喷射除锈达到露出白色的金属光泽。应完全除去氧化皮、铁锈及污物。钢材表面应呈现均匀一致的金属光泽。

2）国内除锈标准等级

当前，国内除锈质量等级还没有统一的标准规范可遵循。为便于工作，有关单位提出钢结构除锈等级草案供参考应用。

国内各种除锈方法等级（草案），均以汉语拼音字母为代号。

（1）手工或动力工具法除锈等级，见表1-1-54。

（2）喷射法除锈等级，见表1-1-55。

（3）酸洗法除锈等级，见表1-1-56。

当使用我国上述除锈等级（草案）时，除考虑我国的实际情况外，还应与目前欧、

手工或动力工具除锈等级 表 1-1-54

级别	除锈后钢材表面状态	除锈方法举例
SC-1	铁锈、氧化皮、焊渣、毛刺、油污、泥土、积水、积雪等清除干净，表面呈银灰色金属光泽	除锈机、动力工具等
SC-2	铁锈、焊渣，油污、泥土、积水、积雪等清除干净，允许有少量紧附的氧化皮存在。表面稍有银灰色光泽，锈痕面不超过总面积的30%	刮板、钢丝刷、砂轮片、砂布等手工细致除锈
SC-3	浮锈、焊渣、油污、泥土、积水、积雪等清除干净。黄锈大部分除去，允许轧制氧化皮和其它的紧附的油漆等存在。锈痕面≈50%总面积	刮板、钢丝刷等一般除锈
SC-0	仅清除钢表面的疏松浮锈及尘土污物	扫帚、拖把等

喷砂（抛丸）除锈等级 表 1-1-55

级别	除锈后钢表面状态	除锈方法举例
PC-1	铁锈、氧化皮、焊渣、毛刺、油污、泥土、积水、积雪等清除干净。表面全部露出银灰色光泽，并有一定的锚孔	细致喷砂、喷铁砂、抛丸等
PC-2	铁锈、焊渣、毛刺、油污、泥土、积水、积雪等清除干净。表面接近银灰色金属光泽，允许有点状的紧附的黑色氧化皮存生，其总量不超过总面积的5%，表面有一定的锚孔	较细致的喷砂、喷铁砂、抛丸
PC-3	铁锈、焊渣、油污、泥土、积水、积雪等清除干净。表面稍有银灰色金属光泽，允许有紧附的非连续的黑色氧化皮存生，其总量不超过总面积的30%，表面有锚孔	一般的喷砂、喷铁砂、抛丸等适用于工业性除锈
PC-4	浮锈、黄锈基本清除，焊渣、油污、积水、积雪等清除干净，允许有紧附的氧化皮存在，其总量近似于总面积的50%，表面稍有锚孔	轻度喷砂、喷铁砂、抛丸等
PC-0	钢表面不作处理	

酸洗除锈等级 表 1-1-56

级别	除锈后钢表面状态	除锈方法举例
SX-1	铁锈、氧化皮、焊渣、毛刺、油污、泥土等清除干净，表面呈一定颜色的钝化面或磷化面	酸洗——钝化
SX-2	铁锈、氧化皮、焊渣、毛刺、油污、泥土等清除干净。表面呈一定颜色的钝化面或磷化面，允许个别部位存在孤立的锈痕或退锈斑。经手工打磨后涂上相应的钝化液（磷化液或磷化底漆）	酸洗——钝化加人工返修

美、日比较通用的瑞典SIS标准各等级相对应。

2．表面处理的重要性（表1-1-57及表1-1-58）

3．表面处理的施工方法

金属构件防腐蚀的重要工序就是表面处理，其施工方法有五种，详述如下。

1）手工除锈

手工除锈是使用砂纸、刮刀、凿锤、钢丝刷等工具，用人工的敲、铲、扫、刷等手段除去钢构件中的各种锈垢。这种方法生产效率低，除锈质量差。每人每日只能除去1～3

不同表面处理方法对涂料耐久性的影响 表 1-1-57

序号	处理方法	涂层耐久性	
		涂刷两层面漆	涂刷两层底漆，两层面漆
1	钢刷手工除锈	1.2年	2.3年
2	酸洗除锈	4.6年	9.5年
3	喷射（砂）除锈	8.3年	10.4年

钢构件表面处理在防腐效果中所占比例 表 1-1-58

项目	占有的比例
钢构件表面处理	50%
涂装环境	26%
涂装次数	19%
涂料本身	5%

m^2 的金属表面锈垢。除过锈的金属表面还留有残存的锈痕，很难满足长效防腐的要求。但由于施工简单，目前仍被广泛采用。

2）机械除锈

机械除锈是用带有针束的小型风动工具，针束可随不同曲面而自行调节。它适用于清除弯曲、狭窄、凹凸不平以及有角缝构件的氧化皮、锈层、旧涂层和焊渣等。

机械除锈的特点是操作简便，效率比手工除锈高。但质量不稳定，也很难满足长效防腐的要求。

3）喷射除锈

喷射法除锈包括干喷砂法、无尘喷砂法、抛丸除锈法和高压水喷砂法。

（1）喷砂法是采用具有一定压力的空气或水作动力，喷射砂子除去金属表面上的氧化皮和锈垢层，使金属构件粗糙度均匀，并增大了接触面。

干喷砂操作时，会产生大量的粉尘，对人体健康有害。湿喷砂改善了劳动条件，为了防止除锈后再度生锈，可在水中预先加入少量化学钝化剂（如亚硝酸钠、磷酸三钠、肥皂水等）。这样可使金属表面保持短期内不再生锈。

无尘喷砂是砂流在一个密闭装置的系统里不断循环流动，粉尘不能飞出。

（2）抛丸除锈法与喷砂法相似，只是用金属丸代替砂子而已。

（3）喷砂或抛丸除锈法，目前有的地方开始应用如三山岛金矿和焦家金矿。但费用高，劳动条件差，还需要专门的场地。对于形状复杂，规格不一的井筒装备构件来说，仅用喷砂法难以达到良好的除锈效果。

喷砂或抛丸除锈的物料消耗费用约为每平方米4～6元人民币（不包括工时费用）。

4）带锈底漆法

带锈底漆是新兴的试验性产品。但是，存在的问题主要是对黑色氧化皮的渗透、转化和稳定性较差，不宜在长效防腐工程中采用和推广，在检修、修补工程中使用还可以，主要是在技术上还不过关。这一新产品将来一定会在防腐工程中发挥更大的作用。

5）酸洗、钝化除锈

酸洗钝化除锈就是利用化学剂除锈，适用于小型的形状比较复杂的构件。此除锈法工效比较高，在没有喷砂除锈的条件下，均可采取酸洗钝化除锈法。在酸洗过程中虽然加入了缓蚀剂，可是对金属还有微量的溶解损失和氢脆现象。

酸液一般采用无机酸，如盐酸和硫酸。盐酸除锈力强，但对周围环境有较大的污染，对设备、周围农作物及操作人员不利，另外浓度在20%左右的盐酸挥发性大，酸的耗费量大。硫酸除锈能力不如盐酸，但是采用浓度为20%左右的硫酸不会对周围环境带来什么影响。

通过现场实践，采用盐酸、硫酸的混合液能够达到除锈和保护环境的目的。在经济上比单独使用其中的一种酸液要省。盐酸和硫酸混合液配方见表1-1-59。

盐酸、硫酸混合液配方　　表 1-1-59

工业硫酸（比重1.84）	100ml
工业盐酸（比重1.19）	230ml
工业氯化钠	80～100g
六次甲基四胺（乌洛托品）	5～10g
水	1l
处理温度	0～60℃
处理时间	20～120min

酸洗时间可根据金属的腐蚀情况掌握。为了把构件的锈垢清洗干净、彻底，最好采用两个酸洗槽，以便经常更换浓度低的酸液。

酸洗过的金属构件，若不及时的进行钝化或磷化处理就会马上生锈。所以，进行酸洗后的金属构体，马上用自来水冲洗干净，然后快速地放入钝化或磷化池中进行处理。从池子中取出后，要擦去表面的液膜，待彻底干燥后再涂刷底漆。酸洗后钝化、磷化配方见表1-1-60及表1-1-61。

钝化配方表　　表 1-1-60

洗衣粉（烷基苯磺酸盐、磷酸盐、烷基磺酸盐、硅酸盐等）	15g
工业碳酸钠	15g
亚硝酸钠	15g
水	1l
钝化温度	5～35℃
钝化时间	>30min

磷化配方表　　表 1-1-61

工业磷酸（比重1.79）	70mL
工业亚硝酸钠	2～5g
工业氧化锌	25g
磷化温度	>5℃
磷化时间	>30min

钝化后的金属构件，就是放在比较容易锈蚀的环境中，也能保持两天不生锈，如果在比较干燥的季节里，一般可保持一个月不锈蚀。

钝化处理方法简单，价格低廉，容易推广使用。钝化处理费用约为每平方米0.2元人民币。

磷化液连续使用四小时后，一般要补充一次亚硝酸钠。一天后，要补充一些磷酸和氧化锌。在酸、碱、海水条件下磷化处理不如钝化处理效果好。

室温下进行磷化处理其费用约为每平方米1元（人民币）。

表1-1-62为几种常用的除锈方法的比较。

常用几种除锈方法的比较　　表 1-1-62

项　目	质　　量	优　缺　点	效　率（平方米/人·日）	成　本（元/平方米）	备　注
手工除锈	除锈质量差，不能除尽金属表面的氧化皮和锈层	工具简单，使用方便，但效率低，劳动强度大	2～5	1.9	仍在应用
喷砂除锈	除锈质量好，能除尽金属表面的氧化皮和锈层。在短期内（4～8h）不生锈	大面积除锈质量、效率高。但工作条件差，费用高，污染环境，粉尘浓度可达650 mg/m³。对形状复杂的小件构件除锈效果差	15～20	1.7	仍在应用
酸洗钝化除锈	除锈质量好，能除尽金属表面的氧化皮和锈层，并得到一层具有一定耐腐蚀能力和与涂层附着力强的钝化膜	除锈、钝化效果好，施工方便，效率高，成本低，对环境污染小。但必须集中施工，占地面积大。酸的浓度、温度不易掌握。大构件的浸泡、吊装劳动强度大	40～60	1.4	应推广使用

1.4.2.2 防腐涂料

根据井筒装备的特点，选择涂料必须具有良好的附着力和耐冲击性能；涂料应具有良好的防止大气、水和水蒸汽渗透的能力，还要有一定的耐化学介质浸蚀和抗干、湿交替反复变化的能力。

1. 富锌底漆

富锌底漆是具有阴极保护作用的高性能防锈底漆，在水质pH值为6～11的矿井中使用，可获得比较满意的防护效果。

富锌底漆包括以硅酸或硅酸脂为主要粘合剂的无机富锌底漆和以环氧树脂或氯化橡胶为主要粘合剂的有机富锌底漆。它是目前性能较好的底漆，具有耐磨性、耐蚀性、耐水性和耐油性能，对钢铁表面具有优良的附着力和耐冲击性能，与多种面漆配套，有广泛的适用性。

但由于锌粉的比重较大，只能刷涂、而不宜喷涂。它不宜单独使用，外面必须罩以面漆才行。

有机、无机富锌底漆特点见表1-1-63。

从比较中可以看出，无机富锌底漆施工条件要求严格。有机富锌底漆性能好，工艺简单，使用方便，应优先选用。

1）有机富锌底漆

有机富锌底漆与无机富锌底漆的比较　　表 1-1-63

底漆类别	有机富锌底漆	无机富锌底漆
特　点	1. 除锈一般只要求达到瑞典标准Sa2½级 2. 一般天气均可施工 3. 涂漆工艺易掌握，质量能保证，不易产生弊病 4. 涂层附着力强与钢铁基体结合牢固	1. 除锈要求质量高，要求达到瑞典标准Sa 3级 2. 需要在较干燥的条件下施工才能达到质量要求 3. 施工过程中易产生脱落和发白的弊病 4. 溶剂挥发快，涂膜韧性差，夏季施工困难

有机富锌底漆又称环氧富锌底漆。该涂料是由锌粉、环氧树脂和聚酰胺固化剂三罐分装，使用前按比例配制（配方见本节1.4.4.2），搅拌均匀，放置30分钟后再用。配制好的有机富锌底漆使用期为4小时，过期失效不应再使用。涂刷厚度为20～40μm，8小时后再涂刷面漆。

氯化橡胶富锌底漆为单组份涂料，使用方便，贮存期一般为1年，用前要搅拌均匀。氯化橡胶富锌底漆可在－30℃的气候条件下使用。这是其它各类底漆所不能相比的。有机富锌底漆每公斤可涂刷5～6m²。有机富锌底漆应控制在25～40μm为好，这样厚度的涂层既有较好的阴极保护作用，又具有较好的附着力。

2）无机富锌底漆

（1）水性后固型底漆

这种底漆由锌粉、硅酸钠、红丹和水等成分组成，系三罐分装。用前按常规混合调配好，施工中应不断搅拌，避免锌粉沉淀。施工适用期为4小时。涂刷要均匀，不宜过厚，每一公斤可涂刷约4m²左右。涂刷2小时以后，用小刀刻划漆膜，有光泽时即可进行固化处理。固化处理方法是：使用1:8或1:9的磷酸酒精液涂刷两遍，不能有漏涂现象。涂层固化后，必须用水冲洗，除去结晶于涂层表面的可溶性盐。

（2）水性自固型底漆

水性自固型底漆是以锌粉、红丹作颜料，以高模数硅酸钠和硅酸锂的混合物作涂料的一种底漆。施工要求与后固型基本相似，所不同的只是涂刷后不必再涂固化剂进行固化处理。它是靠自身吸收空气中的二氧化碳，慢慢地完成固化过程，因此需要固化时间比后固型的要长。

（3）溶剂自固型底漆

溶剂自固型底漆又称硅酸乙脂富锌底漆，实际上这是一种半无机粘合剂。涂刷后溶剂挥发，硅酸乙脂逐步水解变成聚硅氧烷，最后转变成金属锌的聚二氧化硅结构，形成保护膜。

2. 油性酚醛红丹底漆

在酸性水质的矿井中，如果采用富锌底漆会导致酸性水透过面漆与金属锌发生反应，使漆膜鼓泡脱落，应避免使用。

油性酚醛红丹底漆耐酸性能好，在pH值小于或等于6以下的酸性水质的矿井中使用效果很好。如果在酸性水质的矿井中使用氯化橡胶底漆也可获得较好的防护效果。

由于油性酚醛红丹底漆和其它涂料的配套性能差。在低温下涂刷同很多种涂料都会发生咬底。在气温较高的季节施工，由于溶剂挥发较快，可与氯化橡胶、环氧沥青等涂料配套。当底漆实干后再刷第一遍面漆，涂刷要薄而快，不宜反复修饰。在低温季节施工，酚醛红丹底漆中要掺三分之一左右的氯化橡胶涂料，当漆膜实干后再刷面漆，以免咬底漆。

含红丹的涂料只能刷涂，不宜喷涂。

3．厚浆型环氧沥青防腐涂料

环氧沥青涂料既具有环氧涂料的优良附着力、化学稳定性和良好的机械性能，又具有煤焦油沥青的良好耐水性能，是适用于矿井条件下的高性能防腐涂料。

厚浆型环氧沥青涂料，在国内一些矿井中使用，已取得较好的防护效果，在淮北张大庄新副井、淮南李一矿暗井等井筒采用，防护性能很好，但是成本较高，一次投资大。

厚浆型环氧沥青涂料为双包装，甲组份为环氧树脂、煤焦油沥青、颜料和其它充填料，乙组份主要为聚酰胺固化剂。使用前按说明书和要求混合，施工使用期为6小时。

通过846厚浆型环氧沥青涂料在矿井中应用证明，至少要涂刷三遍，涂层总厚度应大于250μm。

环氧沥青涂料适合在pH值为6～11中性或碱性水的矿井中使用，但不宜在pH值为6以下的酸性水的矿井中使用。

环氧沥青涂层应避免在太阳下长期曝晒，否则会引起漆膜鼓泡或龟裂。

环氧沥青涂料应在10℃以上气温条件下施工，否则粘度增大，施工、固化困难。

4．氯化橡胶涂料

氯化橡胶涂料是一种性质优良的高性能防腐涂料，既能在空气、动、植物油和矿物油中使用，也能在酸、碱、海水和水蒸汽的浸蚀下应用，特别是在pH值6以下的酸性水质的矿井中使用，能获得突出的防护效果，有较强的抗腐蚀能力。

氯化橡胶涂料对钢铁表面和其它涂层有较强的附着力。由于氯化橡胶分子是饱和结构，无化学活性基因，故稳定性好，可在各种水质中使用。

氯化橡胶涂料抗干、湿交替变化的能力较强。不受季节限制，全年都可施工，而且可在－40℃的条件下使用。该涂料和各种底漆有良好的配套性，在旧漆膜上涂刷则新旧漆膜结合好，漆膜损坏也容易修补。

氯化橡胶涂料要涂刷三遍，漆膜总厚度应保持在200μm以上。它既可刷涂又可喷涂，涂刷要快速均匀，不要反复修饰。因为溶剂挥发快，反复涂刷会出现拉丝现象。

5．漆膜配套

目前，单一品种的漆膜很少采用，因有很多高分子聚合物所形成的漆膜是完整的，但附着力不良，会引起漆膜下金属腐蚀，所以应采取多种涂料配合，构成多层漆膜结构。

漆膜配套的原则：

（1）底层选用附着力强，有阻腐蚀作用的防锈涂料；

（2）中层应选用增强底层附着力的，能与底层结合能力强的涂料为宜；

（3）面层应选用耐腐蚀性能强或抗气候变化性能好的涂料。

6．涂料配套

在矿井的特定条件下，针对不同腐蚀介质对象，应采用不同的防腐涂料及配套方法，见表1-1-64。

涂料配套　　表 1-1-64

矿井腐蚀介质条件	漆膜配套	底漆					面漆					施工条件
		漆类	涂层厚度(μm)	涂刷方式	涂刷次数	间隔时间(h)	漆类	涂层厚度(μm)	涂刷方式	涂刷次数	间隔时间(h)	
pH＝6～10的中性或碱性水	第一套	有机或无机富锌底漆	有机：30～70 无机：50～70	刷涂	1～2遍	有机：8～24 无机：24	环氧沥青防锈漆	120	刷涂喷涂均可	2～3遍	8～24	有机富锌底漆一般天气可施工；无机富锌底漆要在干燥条件下施工，且夏季施工困难。面漆须在5℃以上条件下施工，并避免在阳光下长期曝晒
	第二套	同上	同上	同上	同上	同上	氯化橡胶类防腐漆	120	同上	同上	6～12	底漆施工条件同上，而面漆在－20℃以上使用
pH＜6的酸性水	第一套	同上	同上	同上	同上	同上	同上	120	同上	同上	6～12	同上
	第二套	氯化橡胶底漆	30～70	刷涂或喷涂	同上	6～12	同上	120	同上	同上	6～12	底漆、面漆配套可在－20℃以上使用
pH＝6～10的中性或碱性水	第一套	氯化橡胶富锌底漆	同上	刷涂	同上	6～12	同上	120	同上	同上	6～12	适于冬季施工（－20℃以上）

除以上涂料可供采用外，还有氯化氯丁橡胶涂料、氯磺化聚乙烯涂料、环氧煤沥青管道涂料等，这些涂料在矿井试用中效果也较好。另外还有成品涂料可直接使用，见表1-1-65。

成品涂料性能、特征表　　表 1-1-65

项目		涂料名称			
		CCR-M-101 氯化氯丁橡胶富锌底漆	CCR-M-102 氯化氯丁橡胶铝粉漆	CCR-M-103 氯化氯丁橡胶红云铁防锈漆	CCR-M-104 氯化氯丁橡胶灰云铁防锈漆
颜色		灰	银白	铁红	黑
干燥时间（在25℃时）	表干（min）	25～35	20～30	30～40	40～50
	实干（h）	6～8	6～8	6～8	8～10
漆膜厚度	湿膜（μm）	25～100	25～100	120～150	125～150
	干膜（μm）	25～35	20～25	40～50	45～55
耐冲击强度（N·cm）		500	500	500	500
在氢氧化钠溶液中浸泡（一层漆）（h）				＞3000	＞3000
在硫酸溶液中浸泡（一层漆）（h）				＞2000	＞1500
最低使用温度（℃）		－40	－40	－40	－40
有效贮存期（d）		＞300	＞300	＞300	＞300
生产厂家		青岛市青岛化工厂			
参考价格		8.5元/kg			

另外，为满足钢铁结构件防腐的需要，由吉林市油漆厂研制的J 52-87型防腐涂料，具有耐高温、湿热、耐各种酸雾和化学稳定性好等特性。

本涂料以氯磺化聚乙烯橡胶为主要成膜物，加上特种硫化促进剂、金属氧化物、合成树脂等研制而成，其技术指标见表1-1-66。

J 52-87型防腐涂料技术指标　　表 1-1-66

项目		技术指标 面漆	技术指标 底漆	项目		指标
漆膜颜色及外观		漆膜平整	铁红色漆膜平整	抗寒性（-40℃，48h）		不龟裂，不脱落
柔韧性（mm）		1.0	1.0	热老化(80℃，120h)		不起泡
干燥时间（25±1℃，相对湿度(60～70%)	表干（h）	0.5	0.5	天然老化（二年）		脱落不超过3级
	实干（h）	24	24	室温下酸碱浸泡	10%硫酸（一年）	不起泡，不脱落
冲击强度（N·cm）		500	500		10%盐酸（一年）	同　上
粘度（涂-4杯）（s）		不小于70	不小于70		10%硝酸（一年）	同　上
硬度		不小于0.15	不小于0.15		10%氢氧化钠(一年)	同　上
附着力（划圈法）级		不大于2	不大于1		20%氢氟酸(半年)	同　上
细度（刮板计）（μm）		不大于80	不大于100		35%盐酸（一个月）	同　上
耐汽油（25±1℃、48h）		不起泡、不起皱	同　左		硫化氢 汽相(3个月)	同　上
耐水性（25±1℃、48h）		允许轻微发白	同　左		硫化氢 液相(3个月)	同　上
生产厂家		吉林市油漆厂				

成品涂料由制造厂家混合配方而成，在小型工程，特别是在修补工程中使用，方便灵活。使用成品涂料时，一定要按产品说明书和适用条件选取。

1.4.2.3 涂料的施工方法

涂料的施工方法很多，有刷涂、喷涂（包括压缩空气喷涂和高压无空气喷涂）及静电喷涂等。目前在矿井井筒装备防腐工程中，大多数采用刷涂，采用喷涂的较少。

1. 刷涂

刷涂是最简单易行的方法，它最大的优点是灵活、方便、无污染、节省涂料，适应各种形状的工件。刷涂的漆膜虽然不如喷涂的平滑、规整，但如能严格要求、精心施工，也能获得满意的效果。

刷涂应均匀快速，每次刷涂的漆膜厚度不要超过100μm，对于漆膜总厚度需要超过200μm以上的长效防腐涂层，应通过多次刷涂来达到要求。由于涂层经过多次刷涂，所以涂层中的小孔基本上可以堵死。

涂刷时产生较大的剪力，可以获得比较均匀、密实性好的涂层，增强了抗腐蚀的能力。

实践证明，刷涂能满足施工要求，虽然效率低，但是能保证工程质量，特别底漆还是刷涂的好。

2. 喷涂

喷涂，特别是高压无空气喷涂，速度快、效率高，大面积喷涂质量好。喷涂一次可以得到较厚的漆膜，是比较好的施工方法。

但是，对于形状复杂、表面不规则的构件如采用喷涂方法施工，不但会造成涂料的浪费，而且难以得到理想的漆膜。喷涂对环境的污染也比较严重，由于含铅涂料和富锌涂料是毒性的，应避免采用喷涂法施工。

普通压缩空气喷涂法缺点很多，特别是压缩空气中的水和油，往往汇同涂料混合在一起，造成漆膜分层。

3．注意事项

温度对涂料的施工质量、漆膜性能和干燥速度影响很大。例如挥发性涂料，温度低时溶剂挥发慢；对固化型涂料，温度降低时不但溶剂挥发慢，而且还影响固化时间。当温度低到10℃时，846型环氧沥青涂料需经过36小时才能实干。

漆膜施工时不但温度需要适度，而且对湿度和阳光也要控制。空气相对湿度不超过70%为宜。在施工中对某些涂料还应采取遮避阳光的措施，例如环氧沥青类涂料，不允许在阳光下曝晒，就是涂层干燥后，也不应放在阳光下久晒。当漆膜未完全固化前，应遮雨避露。

1.4.2.4 其它防腐方法及措施

1．电镀

利用直流电作用，从电解液中析出金属，并在构件表面沉积而获得金属覆盖层的方法称电镀。

1）分类

（1）按镀层金属与基体金属之间的电位关系分类（表1-1-67）。

按电位关系分类表 表 1-1-67

分类	说明	举例
阳极性镀层	是指比被保护的基体金属标准电极电位负，电性强，而使基体金属层不受电化学腐蚀层	对钢铁来说，镀锌层在大气腐蚀条件下，就是阳极性镀层
阴极性镀层	是指比被保护的基体金属的标准电极电位负，但电性弱，仅能机械地保护，而不能使基体金属不受电化学腐蚀	对钢铁来说，镍、铜、铬、银、金等镀层都是阴极性镀层

（2）按镀层的厚度分类（表1-1-68）。

按镀层厚度分类表 表 1-1-68

镀层分类	镀层厚度（μm）						
	低锡青铜	镀铜	镀镍	镀铬	镀锌	镀镉	镀锡
一类	20～25	30～35	15～20	0.8～1.2	25～30	20～25	15～20
二类	15～20	20～25	10～15	0.5～0.8	20～25	15～20	10～15
三类	10～15	10～15	7～10	0.25～0.5	15～20	10～15	7～10
四类	7～10		5～7	0.25～0.5	10～15	7～10	
五类					7～10		

（3）按构件的使用条件分类（表1-1-69）。

按使用条件分类表 表 1-1-69

类别	使用条件
一类镀层厚度	恶劣工作条件 含有大量工业气体、燃料废气、灰尘、海水蒸发物或其它活性腐蚀剂的大气，以及空气的相对湿度周期地达到98%的场所，经常要用手握住操作零件，在湿热带、干热带地区使用的零件
二类镀层厚度	中等工作条件 含有少量工业气体、燃料废气、海水蒸发物或其它活性腐蚀剂，而且比较干燥的室内外大气，产品运输、保管的时间不长
三类镀层厚度	良好工作条件 不含工业气体、燃料废气、海水蒸发物或其它活性腐蚀剂，而且比较干燥的室内外大气，产品运输、保管的时间短

2）镀层的选择

选择金属镀层时应注意下列几点：

（1）正确分析零件工作条件，确定对镀层的工作要求；

（2）被镀件的金属种类及该金属镀层在介质中的稳定性；

（3）被镀件的结构、形状和尺寸的公差以及在其表面上进行电镀能够达到的，并需要达到的均匀厚度的可能性；

（4）镀层与被镀件表面的结合力。

3）镀层的电镀顺序

被镀件以钢铁为例，各种电镀层的电镀顺序，见表1-1-70。

镀层电镀的顺序表 表 1-1-70

被镀金属	镀层名称								
	金	镉	镍	锡	铜或铜合金	铜（酸性）	铅	铬	锌
钢或铁	必须以铜或黄铜为底层	直接镀	可直接镀，最好以铜或黄铜为底层	直接镀	直接镀	必须以铜或黄铜为底层	直接镀。对断面大的制品最好以镍为底层	硬铬直接镀。其它以铜或黄铜为底层	直接镀

2．镀锌和镀镉镀层的特点及其应用

1）镀锌

（1）锌镀层的特点和应用

锌在干燥空气中，比较稳定，不易变色，在水中及潮湿大气中则与氧或二氧化碳作用生成氧化物或碳酸锌薄膜，使锌不再继续氧化，起保护作用。锌在酸、碱及硫化物中极易遭受腐蚀。

锌镀层一般都要经过钝化处理，在铬酸或铬酸盐溶液中钝化后，形成的钝化膜不易与潮湿空气作用，防腐能力大大加强。

镀锌成本低，加工方便，效果较好。锌的标准电位较负，所以锌镀层对很多金属均为阳极性镀层。在大气条件和其它良好环境中使用的钢铁零件普遍使用镀锌。在矿井中使用的钢铁零件镀锌层一定要进行钝化处理。锌镀层不宜作摩擦零件的镀层。

（2）镀锌使用条件及镀层厚度

表1-1-71为镀层厚度及使用条件。

锌镀层厚度的适用条件表　　表 1-1-71

镀层名称	使用条件	镀层厚度（μm）
锌镀层	室内或良好条件	7～10
	室外或潮湿空气	10～20
	十分潮湿空气或工业性大气	20～40
	汽油、煤油、润滑油等油类环境	20～50

（3）浸锌

镀锌层的厚度受到限制，目前用浸锌的方法可以获得较厚的锌保护层。

2）镀镉

（1）镉镀层的特点和应用

在海洋性的空气或与海水接触的零件以及在70℃以上的热水中，镉镀层比较稳定，耐腐蚀性能强，润滑性好。在稀盐酸中镉镀层溶解很慢，但在硝酸里却极易溶解。镉不溶于碱，它的氧化物也不溶于水。

镉镀层比锌镀层软。镀镉层的氢脆性小，附着力强，而且在一定电解条件下所得到的镉镀层比锌镀层美观。但是，镉在熔化时所产生的气体有毒，可溶性镉盐类也有毒。

在一般条件下，镉对钢铁为阴极性镀层，在海洋性和高温大气中为阳极性镀层。镉镀层主要用来保护零件免受海水或与海水相类似的盐溶液以及饱和海水蒸汽的腐蚀作用。镉镀层可以抛光、磷化和作油漆底层，航空、航海及电子工业的零件、弹簧、螺纹零件等都采用镀镉，但不能用于食具。

（2）镀镉使用条件及镀层厚度（表1-1-72）

镉镀层厚度选用表　　表 1-1-72

镀层名称	使用条件	镀层厚度（μm）
镉镀层	海洋性大气	10～40
	海水及氯化钠溶液	40～50
	工业性大气	5～15
	潮湿大气	7～15

3．防腐措施

除上述防腐方法外，还可以根据电化学锈蚀原理，采用外加电流极保护法；用合金钢代替普通碳素钢；用耐腐蚀材料，如混凝土、玻璃钢和塑料制品代替钢部件等方法，都是井筒装备防腐蚀的有效措施。

目前煤炭系统和三山岛金矿采用玻璃钢栅栏代替井筒梯子间的金属栅栏，效果很好。

1.4.3 木罐道的防腐

木罐道磨损破坏是主要的，腐蚀破坏是次要的。大多数情况下，木罐道由于磨损超过规定而被更换。

1.4.3.1 防腐剂

1. 氟化钠

氟化钠属于水溶性防腐剂，浓度为 3 %的单剂。

2. 防腐沥青漆

1) L 01-13沥青漆

L 01-13沥青漆是用沥青与松香改性酚醛树脂或钙酯等树脂、干性油熬炼加催干剂二甲苯和200号溶剂汽油而成的。这种漆涂刷方便，常温下干燥快，漆膜硬，有较好的防水、防化学腐蚀性能。

2) L 01-20沥青漆

L 01-20沥青漆是由沥青与松香熬炼后，用有机溶剂稀释而成的。该漆干燥快，耐水性强。

3) L 01-21沥青漆

L 01-21沥青漆是用沥青与松香熬炼加催干剂重质苯和200号溶剂汽油而成的。该漆常温下可干燥，硬度大、耐水性好。

1.4.3.2 防腐处理方法

1. 热、冷槽浸注法

该方法是用两个防腐剂槽（冷槽和热槽），先将木罐道放入热槽中加热几小时后，再迅速移入冷槽中保持一定时间，也可在一个槽中加热后使之自然冷却下来。当采用氟化钠防腐剂时，热槽温度为85～95℃，冷槽温度为20～30℃，防腐剂吸收量不得小于6～8kg/m³（干药量）。

为达到防腐剂吸收量的规定要求，木罐道在热槽和冷槽中的浸渍时间，依树种、截面尺寸和含水率经过试验确定。处理前木罐道必须充分干燥。

2. 常温浸渍法

常温浸渍法是将木罐道浸入常温的氟化钠溶液中进行处理。该浸渍法对于易浸注而干燥的木罐道可取得良好的效果。浸渍时间从几小时到几天，根据罐道木的树种和含水率而定。若含水率较高，可适当提高防腐剂浓度。罐道木对防腐剂吸收量不得小于 8 kg/m³(干药量）。

3. 涂刷法

涂刷法是直接将沥青清漆涂在罐道木上，一般涂刷两遍。

1.4.4 鲍店矿主井井筒装备防腐实例

鲍店矿井是兖州矿区年产量为300万吨煤的特大型矿井，主井井筒装备中的罐道梁、罐道等部件的除锈采用酸洗、钝化处理方法。防腐涂料采用环氧富锌漆作为底漆，以环氧沥青防锈漆作为面漆。

1.4.4.1　钢构件的表面处理

1．表面清理

表面清理是用人工敲、铲、扫的方法，清除钢构件表面的油垢、尘泥和电焊残渣。

2．除锈

除锈是将表面清理好的构件放入酸洗槽内，酸洗2小时左右，用清水冲洗构件上的酸液，冲洗干净后马上将构件放入钝化槽进行钝化处理，经过30～40分取出构件晾干。经过处理后的构件表面呈银灰色，基本上达到瑞典标准 $Sa2\frac{1}{2}$ 级。

酸洗配方为：盐酸15～20%，六次甲基四氨0.8%。

钝化液配方为：水93.5%，生石灰5%，亚硝酸钠1.5%。

1.4.4.2　钢构件涂漆

1．涂料配方

1）环氧富锌底漆配方

环氧富锌底漆成分有锌粉（甲）、环氧树脂液（乙）和聚酰胺树脂液（丙），其比例为甲∶乙∶丙＝70∶21∶9（按重量比计）。

2）846环氧沥青厚浆型防锈漆配方

846环氧沥青厚浆型防锈漆配方为：

846-1∶846固化剂＝1∶1（重量比）

846-2∶846固化剂＝1∶1（重量比）

2．涂漆顺序及漆膜厚度（表1-1-73）

涂漆顺序及漆膜厚度　　表1-1-73

涂刷次数	涂刷名称	漆膜厚度（μm）
第一次涂刷	环氧富锌底漆	20～30
第二次涂刷	846-2环氧沥青厚浆型防锈漆	60～80
第三次涂刷	846-1环氧沥青厚浆型防锈漆	60～80
第四次涂刷	846-2环氧沥青厚浆型防锈漆	60～80

1.4.4.3　物理性能测定

1．漆膜厚度测定

第一层底漆厚度要求为20～30μm。某工件抽测10个点，各点测得结果为：30μm、25μm、20μm、30μm、35μm、40μm、30μm、25μm、35μm，平均漆膜厚度为30μm。

总漆膜厚度要求为200～250μm。某工件抽测10个点，各点测得结果为：240μm、210μm、230μm、220μm、240μm、215μm、260μm、220μm、220μm、250μm。平均漆膜总厚度为230.5μm。

2．漆膜附着力测定

工件抽样，采用划格法1×1mm共100格，经实测，附着力较好。

试片测定结果为1～2级。

3．耐冲击性能测定

试片经过冲击仪测定结果为390N·cm，合格通过。

1.4.4.4 经济分析

1. 酸洗材料费用

构件酸洗总面积为8400m²，每平方米面积合0.7元，见表1-1-74。

酸洗材料费 表1-1-74

项目	盐酸	六次甲基四氨	生石灰	亚硝酸钠	合计
用量（kg）	26500	160	800	600	
单价（元/公斤）	0.13	13.00	0.032	0.60	
小计（元）	3445	2080	25.60	360	5910.6
元/平方米	0.41	0.25	0.003	0.04	0.70

2. 涂料费用

（1）底漆费用见表1-1-75。

底漆费用表 表1-1-75

项目	材料名称			合计
	底漆（环氧富锌漆）			
	锌粉（甲）	环氧树脂液（2）	聚酰胺树脂液（丙）	
用量（kg）	2000	667.5	2945	
单价（元/公斤）	6.70	7.50	20.80	
小计（元）	13400	5006.25	5917.60	24323.85
元/平方米	1.8	0.68	0.80	3.28

防腐面积为7400m²，折合3.28元/平方米。

（2）面漆费用见表1-1-76。

面漆费用表 表1-1-76

项目	材料名称				合计
	面漆（846厚浆型环氧沥青漆）			103稀释剂	
	底	面	固化剂		
用量（kg）	540	1029	1575	400	
单价（元/公斤）	13.10	13.10	12.60	7.30	
小计（元）	7074.00	13479.90	19845	2920	43318.90
元/平方米	0.96	1.82	2.68	0.40	5.85

防腐面积为7400m²，折合5.85元/平方米。

3. 人工费用

人工费用参见表1-1-77。

酸洗钝化及涂漆人工费用　　表 1-1-77

项　　目	工作内容		合　　计
	酸洗钝化	涂漆及运、搬	
工　日	2320	5290	
日工资率（元/工、日）	2.37	2.37	
小　计（元）	5498	12537	
元/平方米	0.65	1.69	2.34

折合每平方米人工费为2.34元。

总费用为：0.7＋3.28＋5.85＋2.34＝12.17（元/平方米）。

1.4.4.5　存在的问题及处理方法

（1）盐酸浓度开始没有控制好。原采用“比重法”测定盐酸浓度，后因铁锈增多，浓度测定不准而出现问题。改用“滴定法”测定盐酸浓度后，发现盐酸只有8.5%的浓度，立即清除铁锈增加新酸。当酸液使用时间过久，除锈效果不好时，则清理酸池重新配制新酸液，这样保持了酸液浓度的稳定性。

（2）由于罐道梁为组合焊接件（口字形），在酸洗时酸液渗入未焊死的焊缝里面，虽经水冲、钝化处理，残酸在焊缝里仍不能全部流出来。但是在涂漆时，这些少量的残存酸液又渗出来，影响防腐质量。

后来采取把所有没有焊死的缝隙重新焊接封闭的措施，才保证了质量。

（3）为了赶进度，开始时底漆未实干（干透）就涂刷面漆，因为内部溶剂没有完全挥发出来，经过日晒、升温，个别地方出现了漆膜鼓泡现象。为了避免这类问题的发生，采取了增加涂漆间隔时间的办法，等上一遍漆实干后再涂下一道漆，效果很好。

1.4.5　几个矿山井筒装备使用年限统计

几个矿山井筒装备使用年限统计见表1-1-78所列。

1.5　竖井井颈设计

1.5.1　井颈设计所需资料和一般规定

1.5.1.1　井颈设计所需资料

井颈设计所需资料除和本章1.1节中的内容相同外，尚需以下资料：

（1）井颈附近建筑物基础及运输线路平面布置图，建筑物、设备的荷载及其分布。

（2）建筑在井颈上的井架立架、井塔的基础平面布置图、荷载值及其分布。

（3）托台、摇台的布置图。

（4）有关风道、安全通道、水管、风管、防火门等的布置图。

1.5.1.2　井颈设计的一般规定

（1）井颈的建筑材料通常采用方木、料石、混凝土块砌体、混凝土和钢筋混凝土，应尽量和井筒所用的建筑材料相一致，以便于施工，见1.6节。但由于井颈的特殊用途，

几个矿山井筒装备使用年限统计表 表 1-1-78

序号	矿山名称	井筒装备		防腐措施	使用年限	年平均腐蚀厚度	井筒装备大修情况		矿山(井)水质
		罐梁	罐道		(a)	(mm/a)	更换罐梁层数	停产天数	pH
1	国营721—2矿	钢梁 I 22a [22a	木罐道	手工除锈，涂红丹、调合漆	15	0.5～0.6	全部更换	60	6～10
2	国营741矿	同 上	同上	同 上	16	0.5			6.7～7.4
3	国营711—1、2矿	同 上	同上	同 上	14	0.4～0.5	绝大部分更换	50	4～6.4
4	淮北袁庄煤矿	钢罐梁		同 上	14	0.4～0.7	全部更换		7.3～8.5
5	淮北张庄煤矿	同 上		同 上	10	0.67～0.7	同上	56	7.3～8.5
6	贵州老鹰山矿	同 上		同 上	9	全部腐烂	同上		
7	山东坊子煤矿	同 上		同 上	14	锈穿成洞	同上		
8	淮南谢家集二矿	同 上		同 上	13	同上	同上	40	
9	抚顺龙凤矿	同 上		同 上	20	同上	同上		
10	魏家的矿	同 上		同 上		1.135			
11	平顶山一矿	同 上	木罐道	同 上	22		绝大部分更换		7.1～7.7
12	平顶山二矿	同 上	同上	同 上	22		大部分更换		7.1～7.7
13	平顶山三矿	同 上	同上	同 上	23		同上		7.1～7.7
14	平顶山四矿	同 上	同上	同 上					7.1～7.7
15	平顶山五矿	同 上	同上	同 上					7.1～7.7
16	平顶山六矿	同 上	同上	同 上					7.1～7.7
17	平顶山七矿	同 上	同上	同 上	24		绝大部分更换		7.1～7.7
18	平顶山八矿	钢筋混凝土梁	钢罐道		17		梯子间全部更换		7.1～7.7
19	平顶山十矿	钢罐梁	同上	手工除锈，涂红丹、调合漆	16		全部更换		7.1～7.7

除承受表土和地下力的压力外，有时还作为井架或井塔的基础，直接承受这些结构物的重力及其上面的荷载（提升力或钢绳破断力），因此也可以选用比井筒材料强度高的不同品种建筑材料。

（2）根据井颈受力情况，各段厚度有所不同，一般可分为三段：上段厚通常为1～1.5m；中段为0.6～0.9m；下段为0.4～0.7m，在设计时应尽可能减少段数。

（3）在一般情况下，井颈每段高为2～6m，最上一段底面一定要建在冻结线以下，最下一段底面应建在基岩以下2～3m处。当表土厚度大于20m时，基座可设在坚实的原生土中。

（4）在井颈部位需要开设通风道、安全通道及其他孔洞时，应避免开在靠近井架立架基础下面。当井颈内安设井架基础托梁时，开孔孔口上缘标高，应位于井架支承托梁以下。用于锚固的螺栓距孔口边缘应不小于50cm。

1.5.2　井颈类型和井颈最小深度的确定

1.5.2.1　井颈类型

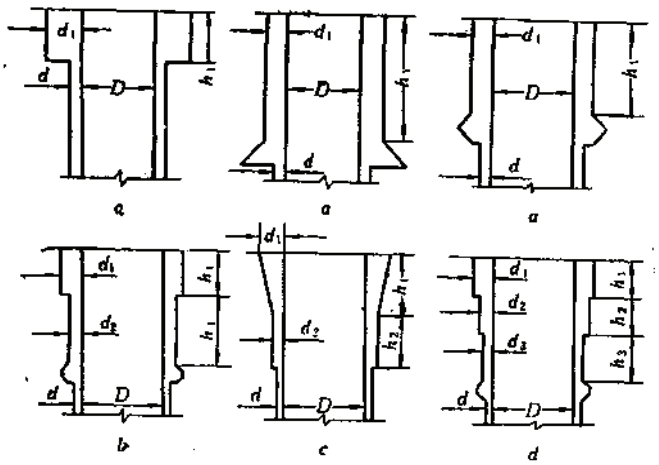


图 1-1-122　井颈类型

d_1、d_2、d_3—井颈上、中、下段壁厚；d—井筒壁厚；h_1、h_2、h_3—井颈上、中、下段高度

由于井颈所处的地形、地质条件的复杂性，用途也不尽相同，因此形式也比较多，常见的可分为四种类型，如图1-1-122所示。

*a*型：适用于浅表土层，井架、井塔不落在井颈上。

*b*型：适于10～15m的中厚表土。

*c*型：适用于岩溶地区，地耐力很差，并有井塔、井架落在其上。

*d*型：适于深表土层，且有井架、井塔落在其上。

1.5.2.2　井颈最小深度

井颈的深度主要受表土层的深度控制，井颈的最小深度应该满足井颈中的设备、井架的支承托梁、风道、安全道等之间的最小距离的要求。图1-1-123为井颈最小深度。其计

算式为：

$$H = h_1 + h_2 + h_3 + h_4 + h_5 \qquad (1\text{-}1\text{-}109)$$

式中 H——井颈最小深度，m；

h_1——井架托梁底面至井颈顶面的距离，m；

h_2——井架托梁底面至风洞上部边缘的距离，一般应大于开洞的宽度，m；

h_3——风洞的高度，m；

h_4——风洞底面距壁座顶面的距离，m；

h_5——壁座高度，一般为1.5～2.5m。

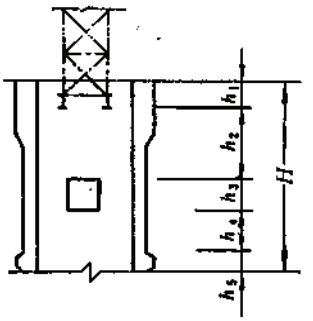


图 1-1-123 井颈最小深度

1.5.3 作用在井颈上的荷载

1.5.3.1 荷载分类及组合

1. 荷载分类

1）恒荷载——由永久性作用的荷载组成

（1）井颈及壁座自重。

（2）位于滑动面范围内（井口10m以内）的建筑物以及设备的重力对井颈产生的侧压力。

（3）直接作用在井颈上的井塔或井架的重力。

2）活荷载——由可变性荷载组成

（1）地层（包括地下水）产生的压力。

（2）采用冻结法施工时的冻结力、温度应力。

（3）壁后注浆时的注浆压力。

（4）压气沉井时对井壁产生的压力。

（5）在滑动范围内，临时建筑物、堆放物对井颈产生的侧压力。

（6）施工时的吊挂力。

3）特殊荷载

（1）通过井架或井塔传给井颈上的提升钢绳破断力。

（2）地震力。

2. 荷载效应组合

井巷工程结构和井下结构构件均按极限状态进行设计。极限状态设计表达式，应根据各种极限状态的设计要求，采用有关的荷载代表值、材料性能标准值、几何参数标准值以及各种分项系数等表达。

对于按承载能力极限状态进行设计时，要求采用荷载效应的基本组合和偶然组合进行设计。

基本组合的表达式如下：

$$\gamma_0\left(\gamma_G C_G G_k + \gamma_{Q1} C_{Q1} Q_{1k} + \sum_{i=2}^{n} \gamma_{Qi} C_{Qi} \psi_{ci} Q_{ik} \leqslant R(\gamma_R, f_k, a_k \cdots\cdots)\right) \qquad (1\text{-}1\text{-}110)$$

式中 γ_0——结构重要性系数，对安全等级为一级、二级、三级的结构构件可分别取1.1、1.0、0.9，安全等级见表1-1-79；

γ_G——永久荷载分项系数，一般情况下可取1.2；

γ_{Q1}·γ_{Qi}——第一个和其它第i个可变荷载分项系数，一般情况下可取1.4；

G_k——永久荷载的标准值；

Q_{1k}——第一个可变荷载的标准值，该可变荷载标准值的效应大于其它任意第i个可变荷载标准值的效应；

Q_{ik}——其它第i个可变荷载的标准值；

C_G、C_{Q1}、C_{Qi}——永久荷载、第一个可变荷载和其它第i个可变荷载的荷载效应系数；

ψ_{ci}——第i个可变荷载的组合值系数，可取0.6；

$R(\gamma_k, f_k, a_k)$——结构构件抗力函数；

γ_R——结构构件抗力分项系数，其值应符合各类材料的结构设计规范的规定；

f_k——材料性能的标准值；

a_k——几何参数的标准值。

对于偶然组合，极限状态设计表达式宜按下列原则确定：偶然作用的代表值不乘分项系数；与偶然作用同时出现的可变荷载，可根据观测资料和工程经验采用适当的代表值。具体的设计表达式及各种系数值，应符合专门规范的规定（表1-1-79）。

建筑结构的安全等级　　表 1-1-79

安全等级	破坏后果	建筑物类型
一　级	很严重	重要的工业与民用建筑物
二　级	严　重	一般的工业与民用建筑物
三　级	不严重	次要的建筑物

注：1.对于特殊的建筑物，其安全等级可根据具体要求另行确定，井巷工程见表1-1-80。
2.当按抗震要求时，建筑结构的安全等级应符合《工业与民用建筑结构抗震设计规范》的规定。

井巷工程结构安全等级　　表 1-1-80

安全等级	一　级	二　级	三　级
破坏后果	很　严　重	严　重	不严重
结构类型	竖井、斜井、溜井、通风井、硐室、矿仓、主要运输巷道及阶段运输巷道、主要通风巷道、人行通道及联络道	穿脉巷道、非唯一性的联络道	探矿巷道、临时性的井巷工程

1.5.3.2　作用在井颈上的侧压力

注浆压力、温度应力、地震力以及由岩、土自重产生对井颈的侧压力的计算方法见1.6节。这里只介绍由井口附近建筑物、地面运输设备等对井颈产生的侧压力。

1．由井口建筑物引起的井颈侧压力

如图1-1-124所示，建筑物对井颈产生的侧压力随井颈的深度加大而减小，当达到一定深度时侧压力对井颈的影响甚微，可略去不计。

除此之外，建筑物对井颈产生的侧压力还与基础的形状有关，所以应根据基础的不同形状分别进行计算。

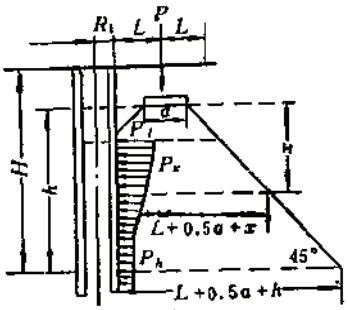


图 1-1-124 地面建筑物对井颈引起的侧压力分布

当为带形基础时，在基础底面以下 h 处井颈所受侧压力：

$$q_h=\frac{P}{(L+0.5a+h)(b+2h)}\operatorname{tg}^2\left(45^\circ-\frac{\varphi}{2}\right) \tag{1-1-111}$$

$$P=\gamma_0\left(\gamma_G P_k+\gamma_{Q1}P_{Q1}+\sum_{i=2}^{n}\gamma_{Qi}\psi_{ci}P_{Qi}\right) \tag{1-1-112}$$

式中 P——基础底面以上的设计荷载，kN；

P_k——永久性垂直荷载的标准值，kN；

P_{Q1}、P_{Qi}——可变垂直荷载的标准值，其中P_{Q1}为引起最大荷载效应的主要可变荷载，kN；其余符号意义同前。

井颈所受最大设计侧压力出现在基础底面以下$h=L-\frac{a}{2}$处，其值为：

$$q_{max}=\frac{P}{2L(2L-a+b)}\operatorname{tg}^2\left(45^\circ-\frac{\varphi}{2}\right) \tag{1-1-113}$$

式中 φ——土层内摩擦角（°）；

L——基础中心线至井壁外缘距离，m；

a——基础宽度，m；

b——基础长度，m。

当为环形基础时，在基础底面以下h深处井颈所受侧压力：

$$q_h=\frac{P}{\pi[(R_1+L+0.5a+h)^2-R_1^2]}\operatorname{tg}^2\left(45^\circ-\frac{\varphi}{2}\right) \tag{1-1-114}$$

井颈所受最大侧压力产生在基础底面以下$h=L-\frac{a}{2}$处：

$$q_{max}=\frac{P}{\pi[(R_1+2L)^2-R_1^2]}\operatorname{tg}^2(45^\circ-\varphi) \tag{1-1-115}$$

式中 R_1——井颈外半径，m

h——从基础底面到计算点深度，m；

q_h——侧向设计压力，kN/m²。

2. 地面运输荷载引起对井颈的侧压力

当计算地面以下1.2m之内的井颈时，由地面运输荷载（可按20kN/m²考虑）产生对

井颈的侧压力为：

$$q_h = 20\mathrm{tg}^2\left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right) \tag{1-1-116}$$

1.5.4 井颈计算

1.5.4.1 井颈支护厚度选取

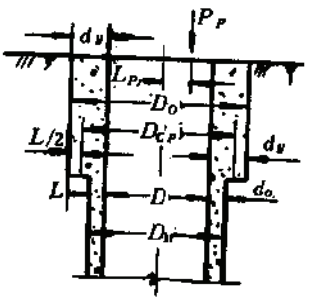


图 1-1-125　井颈纵剖面

在侧压力作用下井颈厚度计算方法和井筒的厚度计算方法相同，见1.6节。本节介绍在垂直荷载作用下井颈厚度计算，按这两种方法分别计算所得的结果，选其大者作为井颈的设计厚度。井颈的材料多为混凝土或钢筋混凝土。

1．在垂直荷载作用下，井颈厚度计算

1）按土层承载能力计算

图 1-1-125 为井颈纵剖面图，井颈厚度，按土层承载能力计算如下：

$$A_n = \pi L(D_1 + L) = \pi(Dd_y + d_y^2 - Dd_0 - d_0^2) \tag{1-1-117}$$

$$A_n \geqslant \frac{P_p}{R_f} \tag{1-1-118}$$

以上两式联立得一元二次方程，解之得：

$$d_y = \sqrt{\left(\frac{D}{2} + d_0\right)^2 + \frac{P_p}{\pi R_f}} - \frac{D}{2} \tag{1-1-119}$$

当井颈偏心受压时：

$$d_y = \sqrt{\left(\frac{D}{2} - d_0\right)^2 - \frac{P_p}{\alpha\pi R_f}} - \frac{D}{2} \tag{1-1-120}$$

式中　D_1——井筒外直径，m；

D——井筒内直径，m；

L——建于岩、土上的井颈底宽，m；

d_0——井壁厚度，m；

d_y——井颈厚度，m；

P_p——作用在土层上的设计总荷载，kN；

R_f——岩、土承压强度，kN/m²；

α——偏心系数，一般取$\alpha = 0.7 \sim 0.9$。

如果井颈是多段的话，则令建筑于土层上各段井颈底宽之和等于L来参考。

2）按井颈竖向承载能力计算

当井颈为轴心受压时：

$$\frac{P_p}{\varphi A} \leqslant f_{cc} \tag{1-1-121}$$

井颈承压面积：

$$A = \pi d_y(D + d_y) = \pi(d_y^2 + Dd_y) \tag{1-1-122}$$

两式联立得一元二次方程：

$$d_y^2 + Dd_y - \frac{P_p}{\pi\varphi f_{cc}} = 0$$

$$d_y = \sqrt{\frac{D^2}{4} + \frac{P_p}{\pi\varphi f_{cc}}} - \frac{D}{2} \tag{1-1-123}$$

当为偏心作用时：

$$d_y = \sqrt{\frac{D^2}{4} + \frac{P_p}{\alpha\pi\varphi f_{cc}}} - \frac{D}{2} \tag{1-1-124}$$

式中 f_{cc}——素混凝土抗压强度设计值，$f_{cc} = 0.95 f_c$，kPa；

φ——井颈纵向稳定系数；

其余符号同前。

3）当井颈或井壁有开孔时的厚度计算

井颈或井壁开孔处的承压面积：

$$A_n = \pi d_y(D + d_y) - bd_y \tag{1-1-125}$$

将式（1-1-121）代入式（1-1-125）得：

$$\pi d_y^2 + (\pi D - b)d_y - \frac{P_p}{\varphi f_{cc}} = 0$$

$$d_y = \sqrt{\frac{(\pi D - b)^2}{4\pi^2} + \frac{P_p}{\pi^2\varphi f_{cc}}} - \frac{\pi D - b}{2\pi} \tag{1-1-126}$$

式中 b——开孔宽度，m。

当为偏心作用时：

$$d_y = \sqrt{\frac{(\pi D - b)^2}{4\pi^2} + \frac{P_p}{\alpha\pi^2\varphi f_{cc}}} - \frac{\pi D - b}{2\pi} \tag{1-1-127}$$

2. 井颈在垂直荷载作用下强度验算

1）当为轴心受压时

对土层：
$$\sigma = \frac{P_p}{\pi L(D_1 + L)} \leqslant R_f \tag{1-1-128}$$

对井颈：
$$\sigma = \frac{P_p}{\varphi\pi d_y(D + d_y)} \leqslant f_{cc} \tag{1-1-129}$$

式中 σ——井颈或岩、土层的垂直应力，kN/m²；

其余符号同前。

2）当为偏心受压时（图1-1-126）

截面上合力点的计算：

$$e_x = \frac{\Sigma P_i x_i}{\Sigma P_i}$$

$$e_y = \frac{\Sigma P_i y_i}{\Sigma P_i}$$

$$e_p = \sqrt{e_x^2 + e_y^2} \tag{1-1-130}$$

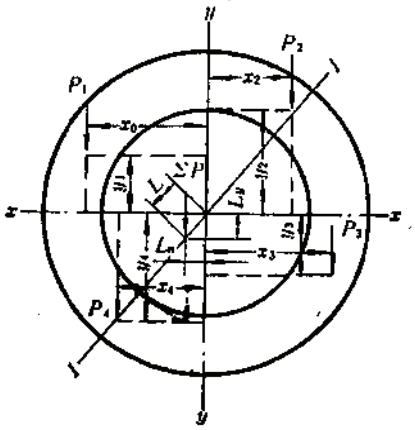


图 1-1-126　合力点计算图

式中　P_i——作用在井颈上（包括井颈分块重力）的不同点的重力，kN；

x_i、y_i——分别为不同作用点到y轴和x轴的距离，m；

e_p——合力点至井颈中心的距离，m；

i——为1、2、3……n 的自然数。

对岩、土层：

$$A_n=\frac{\pi}{4}(D_0^2-D_1^2)$$

$$W=\frac{\pi(D_0^4-D_1^4)}{32D_0}$$

$$\sigma_{\max\atop\min}=\frac{4P_p}{\pi(D_0^2-D_1^2)}\left(1\pm\frac{8D_0e_p}{D_0^2+D_1^2}\right)\leqslant R_f \tag{1-1-131}$$

对井颈：

$$\sigma=\frac{4P_p}{\pi(D_0^2-D_1^2)\gamma_m}\left(\frac{8D_0e_p}{D_0^2+D_1^2}-1\right)\leqslant f_{tc} \tag{1-1-132}$$

$$\sigma=\frac{4P_p}{\pi(D_0^2-D_1^2)\gamma_m}\left(\frac{8D_0e_p}{D_0^2+D_1^2}+1\right)\leqslant f_{cc} \tag{1-1-133}$$

式中　R_f——岩、土承压强度，kPa；

f_{tc}——素混凝土抗拉设计强度，按表附-4-2中的规定乘0.6，kPa；

D_0——井颈外直径，m。

1.5.4.2　井颈开孔计算和墩座计算

1. 井颈开孔计算

当井颈为混凝土或钢筋混凝土整体结构，开孔边长在1.5m以内时，井颈开孔一般可不必计算，只在孔口周边加构造钢筋即可，当边长大于1.5m时，可按深梁或弹性理论计算井颈开孔。

当井颈为砌体结构时，则需在孔周围做一钢筋混凝土框架，如图1-1-127和图1-1-128所示。其垂直荷载可按45°的等腰三角形高的八分之五作为均布荷载考虑，其表达式为：

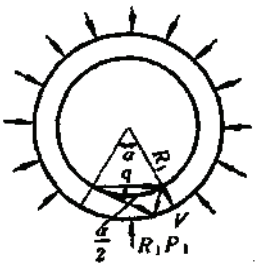


图 1-1-127 孔口侧压力计算图

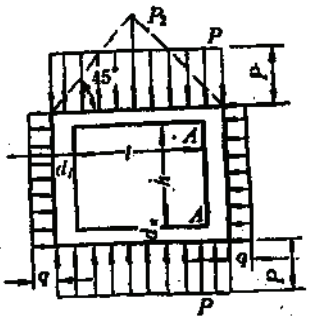


图 1-1-128 孔口荷载分布图

$$P=\frac{5}{8}\gamma_0\gamma_G P_2 \tag{1-1-134}$$

侧向荷载：

$$q=hP_1R_1\cos\frac{\alpha}{2} \tag{1-1-135}$$

式中 P_2——三角形荷载的中间最大值，kN/m；

P_1——侧向设计地压，kN/m²；

q——作用在孔口侧柱上的设计荷载，kN/m；

P——竖向等效分布设计荷载，kN/m；

h——孔口高，m；

R_1——井颈外半径，m；

γ_0——结构重要性系数，取$\gamma_0=1.1$；

γ_G——永久荷载分项系数，取1.2。

令$k=\frac{h}{l}\times\frac{I_h}{I_l}$，则四个角上的弯矩为

$$M=\frac{kQh^2+Pl^2}{12(k+1)} \tag{1-1-136}$$

跨中设计弯矩：

$$\left.\begin{aligned}M_l&=\frac{3KPl^2+Pl^2-2Kqh^2}{24(k+1)}\\M_h&=\frac{3qh^2+kqh^2-2Pl^2}{24(k+1)}\end{aligned}\right\} \tag{1-1-137}$$

设计轴向力：

$$\left.\begin{aligned}N_l&=\frac{1}{2}(h+d_h)q\\N_h&=\frac{1}{2}(l+d_l)P\end{aligned}\right\} \tag{1-1-138}$$

式中 l——孔口宽度，m；

d_h——框架横梁截面高度，m；

d_l——框架柱截面高度，m；

M_l、M_h——分别为横梁和柱的设计弯矩，kN·m；

N_l、N_h——分别为横梁和柱的设计轴向力，kN；

M——孔口框架四个角上的弯矩，kN·m；

I_h、I_l——孔口柱和梁的惯性矩，m^4；

其余符号同前。

以上内力分析表明，闭合框架为一压弯构件，按附录四进行配筋。

2．壁座设计

壁座以上井颈的总重力（包括壁座、井颈自重以及作用在其上面的井塔、设备等的重力），均由壁座和井壁与岩、土间的摩擦力来承托，其表达式为：

$$N = G - \pi R_1 (H - h_0) \mu q \tag{1-1-139}$$

式中　G——壁座以上设计总重力，kN；

R_1——井颈外半径，m；

h_0——壁座高度，m；

H——井口地面至壁座地面的深度，m；

q——岩、土对井颈的设计侧压力，kPa；

N——由壁座承受的设计重力，kN；

μ——井颈与岩土间的摩擦系数（表1-1-81）。

滑动摩擦系数μ　　表 1-1-81

编号	材料	摩擦面情况	
		干燥	潮湿
1	砌体沿砌体或混凝土滑动	0.70	0.60
2	砌体或混凝土沿砂或卵石滚动	0.60	0.50
3	砌体或混凝土沿砂质粘土滑动	0.55	0.40
4	砌体或混凝土沿粘土滑动	0.50	0.30
5	砖沿砖滑动	0.7～0.73	
6	砖沿石灰石滑动	0.67	
7	加工石块沿加工石块滑动	0.63	0.53
8	钢沿砌体或混凝土滑动	0.45	0.35
9	木材沿砌体或混凝土滑动	0.60	0.50
10	砌体沿土滑动	0.65	0.30
11	加工石块沿土滑动	0.65	0.30

当井颈通过含水较高的土层，成泥状或流砂状的土层，强度很低的土层，可不计摩擦力，此时全部重力由壁座承担。有的文献认为壁座承受的重力按总重力的四分之一计算，也有的按百分之百计算。总之，设计时应根据井壁材料，岩、土的性质和地下水的情况，综合分析来确定。

壁座型式可分为单锥形、双锥形、复双锥形、矩形、多边形等多种，常用的如图1-1-129所示。

1）壁座宽度的确定

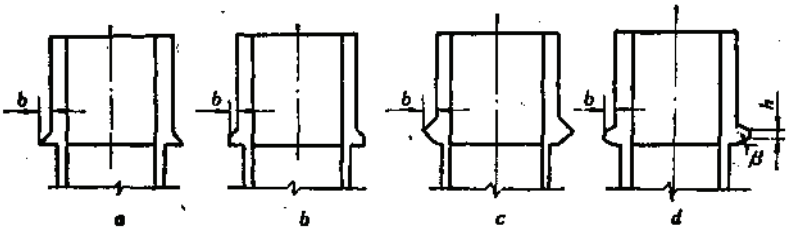


图 1-1-129 壁座结构型式

a、b—单锥形，c—双锥形，d—复双锥形

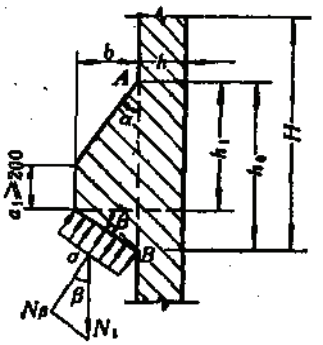


图 1-1-130 壁座受力图

为计算方便，沿井颈外周取一米弧长作为计算单位，则每米弧长承受的压力：

$$N_1 = \frac{N}{2\pi R_1} \tag{1-1-140}$$

壁座承压面的法向压力（当壁座为单锥形时，$\beta=0$）计算，可分两种情况考虑，当遇有含水较高的土层、泥页岩等，认为岩土与壁座之间的摩擦力很小，可略去不计，此时由壁座的水平反力支撑着，其法向压力为：

$$N_\beta = \frac{N_1}{\cos\beta} \tag{1-1-141}$$

当认为岩土与壁座间的摩擦力足以能抵抗住壁座下滑时，则法向应力可用下式计算：

$$N_\beta = N_1\cos\beta$$

壁座承压面与水平面夹角β的选择：

松散地层 $\beta=50°\sim60°$

中硬岩层 $\beta=25°\sim45°$

坚硬岩层 $\beta=0°\sim15°$

一般壁座多设在岩层中，并选$\beta<45°$。以下按此种情况进行分析，单位弧长壁座的承压面积为：

$$A = \frac{b}{\cos\beta}$$

按岩、土的强度条件，必须满足：

$$\sigma = \frac{N_1\cos^2\beta}{b} \leqslant R_f \tag{1-1-142}$$

$$b \geqslant \frac{N_1\cos^2\beta}{R_f} \tag{1-1-143}$$

式中 b——壁座宽度，m；

σ——壁座承压面的法向压应力，kPa；

R_f——岩土承压强度，kPa；

β——壁座承压面与水平夹角，(°)。

2）壁座高度的确定

按抗弯（沿$A—B$面）计算壁座高度，计算时不考虑钢筋，将壁座视为悬臂梁，以受拉区混凝土的抗拉强度来控制，即

$$M \leqslant \gamma_m f_{tc} W \tag{1-1-144}$$

壁座单位弧长沿$A—B$面的截面抵抗矩为：

$$W = \frac{1 \times h_0^2}{6} \tag{1-1-145}$$

作用于$A—B$截面的力矩为：

$$M = \frac{N_1 b}{2} = \frac{R_f b^2}{2\cos^2\beta} \tag{1-1-146}$$

将W、M代入式（1-1-144）得：

$$\frac{R_f b^2}{2\cos^2\beta} \leqslant \frac{h_0^2}{6}\gamma_m f_{tc}$$

$$h_0 \geqslant 1.732\frac{b}{\cos\beta}\sqrt{\frac{R_f}{\gamma_m f_{tc}}} \tag{1-1-147}$$

式中　f_{tc}——素混凝土抗拉强度设计值，$f_{tc}=0.6f_t$；

f_t——混凝土抗拉强度设计值，kPa；

γ_m——截面抵抗矩塑性系数，矩形截面取$\gamma_m=1.75$；

其余符号同前。

按抗剪强度（沿$A—B$面）计算壁座高度：

作用于承载面上的力为：

$$N_1 = \frac{\pi b(D_1+b)R_f}{\cos^2\beta} \tag{1-1-148}$$

$$\tau = \frac{N_1}{A_1} = \frac{\pi b(D_1+b)R_f}{\pi D_1 h_0 \cos^2\beta} \leqslant 0.2f_c$$

$$h_0 \geqslant \frac{(bD_1+b^2)R_f}{0.2f_c D_1 \cos^2\beta} \tag{1-1-149}$$

式中　D_1——井颈外直径，m；

f_c——混凝土抗弯强度设计值，kPa；

A_1——壁座每沿米抗剪面积，m²。

按抗剪和抗弯两种计算方法所得的高度，选其中最大者作为壁座的设计高度，壁座尺寸确定后，可进行构造配筋，见图1-1-131。

1.5.4.3　按刚性深基计算井颈

将井颈视为刚性无限大的中空刚体，考虑井颈在一定埋深下岩、土层的弹性固着作用，按地基、基础、井颈之间的作用关系进行计算。将中空圆形断面的井颈视为深基是基础的一种特殊情况，可分为两种，即基底承接在同一性能的地基上和基底同时承接在两种性能的地基上（如土层和圬工两种不同性质的地基）。

1．基础承接在同一性能的地基上

1）基础承接在岩、土层上的一般假定

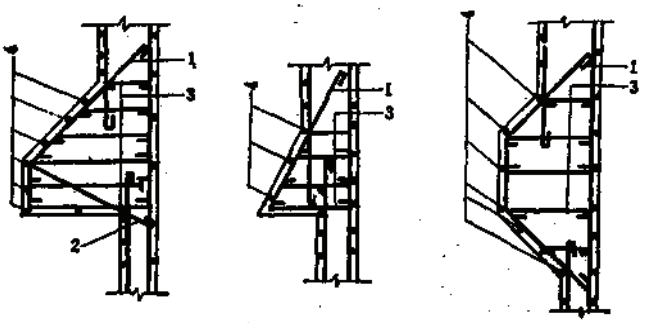


图 1-1-131 壁座配筋图

1、2—主筋；3—联系筋；4—环筋

基础周围的岩、土层和基底上的岩、土层为可压变的具有不同力学参数的弹性体。如图 1-1-132 所示，基础的平衡稳定可视为通过两种抗压弹簧维系着，基础周围的岩、土层抗压弹簧系数 C_y（基床系数）随深度 y 成线性变化，即

$$C_y = C'y \qquad (1\text{-}1\text{-}150)$$

当 $y = h$ 时 $\quad C_h = C'h \qquad (1\text{-}1\text{-}151)$

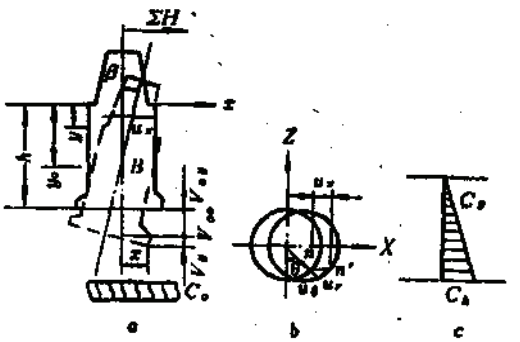


图 1-1-132 基础承接在同一种岩、土层上计算简图

a—绕 B 点弹性回转图；b—任一点水平位移图；c—C_y 随深度变化图

基底岩、土层的垂直基床系数 C_0 视为常数，与该处深度的侧向基床系数 C_h 的关系为：

$$C_0 = \lambda C_h = \lambda C'h \qquad (1\text{-}1\text{-}152)$$

式中 h——从地面算起到基底的埋置深度，m；

C_0、C_h——分别为基底处的垂直基床系数和侧向基床系数，kN/m³。

如图1-1-133所示，在横向力或偏心荷载作用下，基础将绕 B 点作弹性转动，任一深度 y 处所产生的横向变位 u_x（岩、土层压变量）可写成：

$$u_x = (y_0 - y)\mathrm{tg}\beta \qquad (1\text{-}1\text{-}153)$$

基础任一点的压力强度为：

$$\sigma_\theta = \sigma_y \sin\theta \qquad (1\text{-}1\text{-}154)$$

当 $\theta = \frac{\pi}{2}$ 时，最大辐射压力强度：

$$\sigma_y = C_y u_x = C'y(y_0 - y)\mathrm{tg}\beta \qquad (1\text{-}1\text{-}155)$$

基底上任一点的竖向位移 V_{oy} 和强度 σ_{oy}，按下式计算：

$$V_{oy} = V_{oo} + V_y = V_{oo} + x\mathrm{tg}\beta \qquad (1\text{-}1\text{-}156)$$

$$\sigma_{oy} = C_0 V_{oy} = C_0(V_{oo} + x\mathrm{tg}\beta) \qquad (1\text{-}1\text{-}157)$$

$$V_{oo} = \frac{\Sigma P_o}{C_0 A_0}$$

式中 β——基础倾倒角（°）；

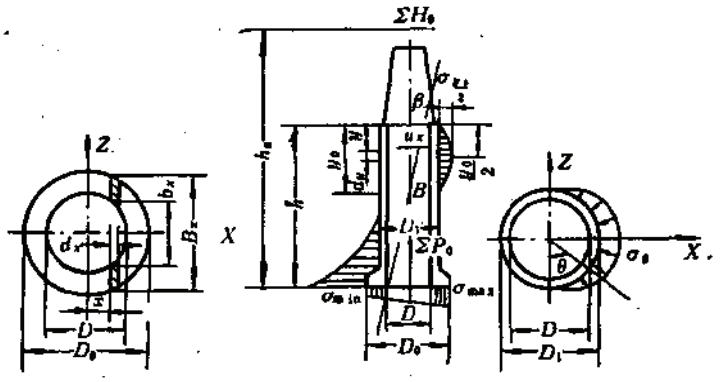


图 1-1-133　基础横向位移引起的压力强度

ΣP_0——通过基底形心的总竖向设计荷载，kN。

基础几何尺寸关系：

令　$\eta_0=\dfrac{D_0}{D_1}$；　$\eta_1=\dfrac{D}{D_1}$；　$\mu_1=\eta_0^2-\eta_1^2$

$\mu=\eta_0^4-\eta_1^4$

$W_0=\dfrac{\pi\mu D_1^3}{32\eta_0}$；　$A_0=\dfrac{\pi}{4}\mu_1 D_1^2$

式中　D_0——基底外径，m；

D_1——井颈外径，m；

D——井颈内径，m；

A_0——基底截面积，m^2；

W_0——基底截面抵抗矩，m^3。

2）基底岩、土承压力计算

（1）基底承压力

基底外边缘的最大和最小承压强度：

$$\sigma_{min}^{max}=\frac{\Sigma P_0}{A_0}\pm\frac{\Sigma M_0}{W_0}\varphi<R_f \tag{1-1-158}$$

$$\varphi=\frac{3\lambda\mu K^3}{9\lambda\mu K^3+4}\times\frac{3l-1}{l} \tag{1-1-159}$$

$$l=\frac{h_a}{h}=\frac{\frac{1}{2}-a-\frac{3}{8}\lambda\mu K^3}{2-3a} \tag{1-1-160}$$

$a=\dfrac{y_0}{h}$；　$K=\dfrac{a}{h}$；　$h_a=\dfrac{\Sigma M_0}{\Sigma H_0}$

基体回转点公式：

$$a=\frac{16l+3\lambda\mu K^3-4}{24l-8} \tag{1-1-161}$$

式中 $\Sigma M_0 \cdot \Sigma H_0$——通过基底形心的设计总力矩和总横向力。

当$1>a\geqslant\frac{2}{3}$时，转点B在基体上$\frac{2}{3}h$位置以下区间变化，此时基底朝横向力ΣH_0反向滑移并转动，如图1-1-133所示。

当$a=1$时，基底在岩、土上，周围并有覆土压固时，转点B在基底形心上，基底无滑动，如图1-1-134a。

当$a>1$时，转点B变为基底竖向轴线下的一个虚点，这种情况基底朝横向力ΣH_0方向滑动，如图1-1-134b、c。

当$a=\infty$时，转点B为基底下沿竖向轴线无穷远的一个虚点，此种情况基底只有朝横向力ΣH_0方向平移而无转动，如图1-1-134d。

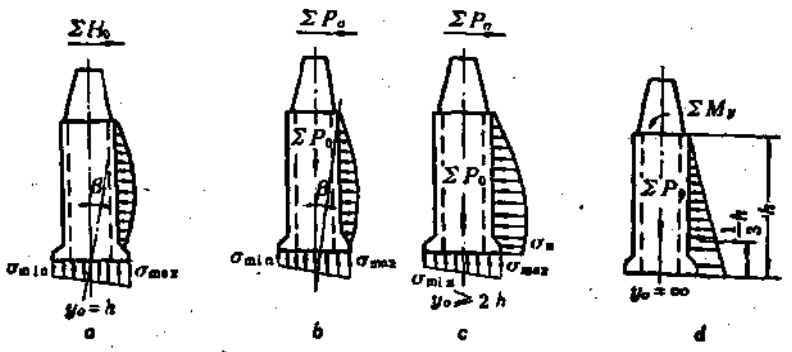


图 1-1-134 井颈受力图式

a—$a>1$受力图式；b、c—$a>1$受力图式；d—$a=\infty$时受力图式

（2）基体周围岩、土层固着力

沿基体$\theta=\frac{\pi}{2}$面上任一深度y处辐射压力计算公式为：

$$\sigma_y=\frac{m}{y_0}y(y_0-y) \tag{1-1-162}$$

当$y=\frac{1}{2}y_0$，$y=h$，且$y_0=ah$时，基体回转点B上部最大辐射压力强度为：

$$\sigma_{y_{\frac{y_0}{2}}}=\frac{mha}{4}$$

$$\sigma_h=mh\left(1-\frac{1}{a}\right) \tag{1-1-163}$$

应当注意，当转点B在基底之下，即当$y_0>2h$时，计算σ_h时应用（1-1-162）：

$$m=y_0C'\mathrm{tg}\beta=\xi\frac{\Sigma M_0}{W_0}\cdot\frac{1}{h} \tag{1-1-164}$$

$$\xi=\frac{2\varphi a}{\lambda\eta_0K}=\frac{3\mu K^2(16l+3\lambda\mu K^2-4)}{4\eta_0(9\lambda\mu K^2+4)l} \tag{1-1-165}$$

当井颈发生转动时，一面受主动侧压力：

$$q_a=\gamma y\mathrm{tg}^2\left(45^\circ-\frac{\varphi}{2}\right)-2C\cdot\mathrm{tg}\left(45^\circ-\frac{\varphi}{2}\right) \tag{1-1-166}$$

另一面受岩、土层被动压力：

$$q_p=\gamma y\mathrm{tg}^2\left(45^\circ+\frac{\varphi}{2}\right)+2C\cdot\mathrm{tg}\left(45^\circ+\frac{\varphi}{2}\right) \tag{1-1-167}$$

式中　γ——岩、土层重力密度，kN/m^3；

C——岩、土层粘着力，kN/m^2；

q_a、q_p——分别为主动和被动侧压力，kN/m^2。

基体任一深度处截面上所受到的外荷载静压强度必须满足下式：

$$\begin{aligned}\sigma_y\leqslant[\sigma_y]&=n_1n_2(q_p-q_a)\\&=n_1n_2\frac{4}{\cos\varphi}(\gamma y\mathrm{tg}\varphi+C)\end{aligned} \tag{1-1-168}$$

$$n_2=0.2+\left(1-\frac{\Sigma M}{\Sigma M_0}\right)\times 0.8$$

式中　n_1——回填土的密实系数，一般取0.7，经过人工夯实的回填土取1.0；

ΣM——设计恒载对基底形心的总力矩，$kN\cdot m$；

φ——回填土内摩擦角。

当转点B位于基体之上时，在基体侧向产生的最大辐射压力强度，可按下列三式验算：

$$\left.\begin{aligned}\sigma_{y_0/2}\leqslant[\sigma_{y_0/2}]&=n_1n_2\frac{4}{\cos\varphi}\left(\frac{1}{2}\gamma y_0\mathrm{tg}\varphi+C\right)\\\sigma_h\leqslant[\sigma_h]&=n_1n_2\frac{4}{\cos\varphi}(\gamma h\mathrm{tg}\varphi+C)\\\sigma_{h/3}\leqslant[\sigma_{h/3}]&=n_1n_2\frac{4}{\cos\varphi}\left(\frac{1}{3}\gamma h\mathrm{tg}\varphi+C\right)\end{aligned}\right\} \tag{1-1-169}$$

另外，可用库伦极限压力直线斜率与横向辐射压力强度曲线在地面处的斜率之比大于1来控制，以保证岩、土层不被挤出而丧失稳定，即

$$K_1=\frac{m_0}{m}>1 \tag{1-1-170}$$

$$m_0=n_1n_2\frac{4\mathrm{tg}\varphi}{\cos\varphi}\gamma \tag{1-1-171}$$

当$K_1<1$时，则需加大基础埋置深度。

基础的倾斜和沉降按下式计算：

倾斜度　$$\mathrm{tg}\beta=\frac{2}{C_0D_0}\cdot\frac{\Sigma M_0}{W_0}\varphi \tag{1-1-172}$$

竖向沉降：基底中心　$$V_{oo}=\frac{1}{C_0}\cdot\frac{\Sigma P_0}{A_0} \tag{1-1-173}$$

基底任一点 $$V_{oy}=\frac{1}{C_0}\left(\frac{\Sigma P_0}{A_0}\pm\frac{2x}{D_0}\ \frac{\Sigma M_0}{W_0}\varphi\right) \tag{1-1-174}$$

2. 基底承接在两种性能的地基上

如图1-1-135所示，这种情况是指井颈的实际构造而言，即基底传来的压力由岩、土层和圬工井筒共同承受。

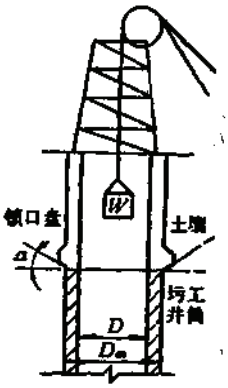


图 1-1-135 井颈承接在两种地基上

1）一般假定

设基底岩、土层基床系数为 c_0，圬工井筒基床系数为 c_m，基底之上土层基床系数为 c_h，则其间的关系为：

$$c_0=\lambda c_h=\lambda c'h \tag{1-1-175}$$

$$c_m=\lambda_m c_h=\lambda_m c'h \tag{1-1-176}$$

式中 λ_m——圬工井筒基床系数与基底以上水平基床系数之比。

基础几何尺寸之间的关系：

$$\eta_m=\frac{D_m}{D_1};\ \mu'_1=\eta_m^2-\eta_1^2;\ \mu'=\eta_m^4-\eta_1^4$$

式中 D_m——圬工基础外直径，m；

其余符号同前。

2）地基承载力计算

当考虑基底有滑动时：

$$\left.\begin{aligned}a'&=\frac{16l+3\lambda'\mu K^3-4}{24l-8}\\ \varphi'&=\frac{3\lambda'\mu K^3}{9\lambda'\mu K^3+4}\cdot\frac{3l-1}{l}\\ \xi'&=\frac{2\varphi'a'}{\lambda'\eta_0K}=\frac{3\mu K^2(16l+3\lambda'\mu K^3-4)}{4\eta_0(9\lambda'\mu K^2+4)l}\end{aligned}\right\} \tag{1-1-177}$$

当考虑基底无滑动（即基底转点 B 在基底上）时：

$$\left.\begin{aligned}a'&=1\\ \varphi'&=\frac{3\lambda'\mu K^3}{3\lambda'\mu K^3+4}\\ \xi'&=\frac{2\varphi'}{\lambda'\eta_0K}=\frac{6\mu K^2}{\eta_0(3\lambda'\mu K^3+4)}\end{aligned}\right\} \tag{1-1-178}$$

地基承压强度验算：

对岩、土地基：

$$\sigma_{min}^{max}=\lambda\left(\frac{\Sigma P_0}{\lambda''A_0}\pm\frac{\Sigma M_0}{\lambda'W_0}\varphi'\right)\leqslant R_f \tag{1-1-179}$$

对于圬工地基：

$$\sigma_{\min}^{\max}=\lambda_m\left(\frac{\Sigma P_0}{\lambda''A_0}\pm\frac{\Sigma M_0}{\frac{\eta_0}{\eta_m}\lambda'W_0}\varphi'\right)\leqslant f \tag{1-1-180}$$

$$\lambda''=\lambda+(\lambda_m-\lambda)\frac{\mu_1'}{\mu_1}$$

$$\lambda'=\lambda+(\lambda_m-\lambda)\frac{\mu'}{\mu}$$

$$A_0=\frac{\pi}{4}\mu_1 D_1^2$$

$$W_0=\frac{\pi\mu D_1^3}{32\eta_0}$$

式中　R_f——岩、土地基承压强度，kPa；

f——圬工地基设计抗压强度，kPa；

其余符号同前。

3）岩、土层的固着力

岩、土层的固着力为：

$$\sigma_{h/3}=\frac{m'h}{3}\left(1-\frac{1}{3a'}\right)\leqslant[\sigma_{h/3}] \tag{1-1-181}$$

$$\sigma_{y_0/2}=\frac{m'ha'}{4}\leqslant[\sigma_{y_0/2}] \tag{1-1-182}$$

$$\sigma_h=m'h\left(1-\frac{1}{a'}\right)\leqslant[\sigma_h] \tag{1-1-183}$$

滑动控制验算：

当$\frac{\mu_0\Sigma P_0}{V_Q}>1$时，基底无滑动；

当$\frac{\mu_0\Sigma P_0}{V_Q}\leqslant 1$时，基底有滑动。

$$V_Q=\Sigma H_0-\frac{\pi m'ah^2}{12} \tag{1-1-184}$$

式中　V_Q——通过基底的横向剪力，kN；

μ_0——基础与地基间的摩擦系数。

3．井颈内力计算

在横向力ΣH_0的作用下，引起土层水平反力，沿竖轴的分布为一抛物线，如图1-1-136所示，其曲线方程为：

$$q_y=\sigma_y\int_0^{\pi}\frac{D_1}{2}\sin^2\theta\cdot d\theta=\frac{\pi D_1 m}{4y_0}y(y_0-y) \tag{1-1-185}$$

根据上式可求井径任一截面处的剪力和弯矩：

$$V_{y_1}=\Sigma H_0-\int_0^{y_1}q_y dy$$

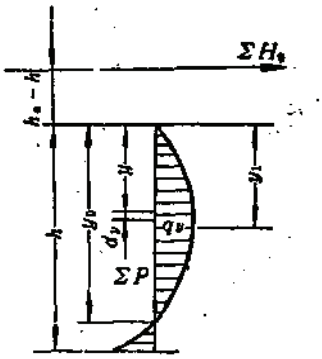


图 1-1-136 在横向力作用下基体所受反力图

$$= \Sigma H_0 - \frac{\pi D_1 m y_1^2}{12 y_0}(1.5y_0 - y_1) \tag{1-1-186}$$

$$M_{y_1} = \Sigma H_0(h_a - h + y_1) - \int_0^{y_1} q_y(y_1 - y)dy$$

$$= \Sigma H_0\left[h_a - h + y_1 - \frac{\pi D_1 m y_1^2}{12 y_0 \Sigma H_0}\left(\frac{1}{2}y_0 - \frac{1}{4}y_1\right)\right] \tag{1-1-187}$$

最大弯矩：

$$M_{\max} = \Sigma H_0\left[h_a - h + \frac{\pi D_1 m y_1^2}{12 y_0 \Sigma H_0}\left(y_0 - \frac{3}{4}y_1\right)\right] \tag{1-1-188}$$

$$m = \frac{16(1-\eta_i^2)}{3\pi\mu}$$

式中符号同前。

各种土、岩层基床系数可参见表1-1-82。

基 床 系 数 表 1-1-82

名　　称	地　基　材　料	C (N/cm³)
松软土壤	流砂、新填的砂土、浸润而柔软的粘土	1～5
中密土壤	回填的砂土、砂砾填土、潮湿的粘土	5～50
密实土壤	压密的回填砂土、压密的回填砂砾碎石、砾石、稍湿粘土	50～100
极密土壤	人工夯实的砂性粘土、硬粘土	100～200
坚实土壤	细微裂缝的岩石、石灰岩、冻土	200～1000
岩石类土壤	坚硬而完好的岩石	1000～15000
人工地基	桩　基	50～150
建筑材料	砖	4000～5000
	毛石砌体	5000～6000
	混 凝 土	8000～15000
	钢筋混凝土	8000～15000

1.5.4.4 按弹性桩基理论计算井颈（“m”法）

采用多绳摩擦轮提升的井塔基础，分两种情况：一种为座落在井颈之外的岩土上，对

井颈产生侧压力；另一种直接落在井颈上，并和井颈整体连接，这种情况可将井颈视为深埋在土层中的单根管柱，借助于弹性桩基理论“m”法进行计算。

1．基本假设

（1）将土层看作弹性介质，它具有随深度成正比增长的地基系数，在井颈嵌固面以下任何深度处，土层的抗力和井颈的内力均为地基系数“m”的函数。

（2）从地表以下8～10m处视为嵌固水平，以上部分，由于开挖和水的冲刷影响，不考虑土层的弹性抗力。

（3）不考虑基础和土层间的摩擦力和粘着力。

（4）井塔受风荷、地震惯性力、自重等的作用，对嵌固水平处产生垂直力N_0、水平力V_0、弯矩M_0，产生水平位移x_0、角位移φ_0。其正负号如图1-1-137所示的方向，M_0、V_0、u_0为正，φ_0为负。

（5）当置于嵌固水平以下的井颈深度$h \leqslant \frac{2.5}{a}$时，认为井颈具有无穷大的刚度；当$h > \frac{2.5}{a}$时，按弹性基础考虑。

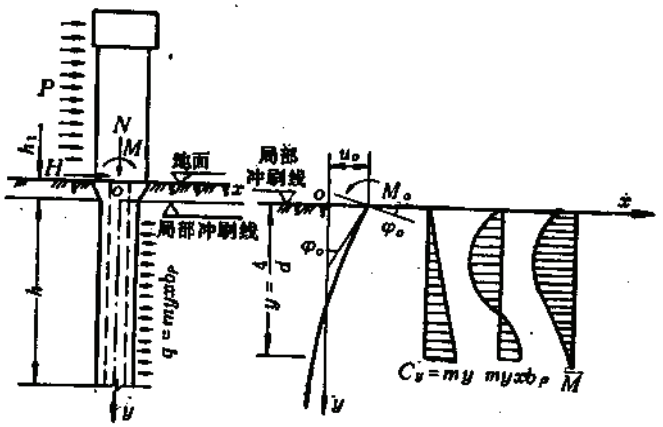


图 1-1-137 “m”法计算图

2．内力计算

1）基础变形系数α的计算

基础变形系数α的计算如下：

$$\alpha=\sqrt{\frac{mb_p}{EI}} \tag{1-1-189}$$

$$b_p=0.9(D_1+1)$$

式中　α——基础变形系数；

m——地基系数随深度变化的比例系数，kN/m⁴（表1-1-83）；

b_p——井颈的计算宽度，m；

D_1——井颈外直径，m；

EI——基础（井颈）的横截面抗弯刚度；

E——混凝土弹性模量，kPa；

I——井颈横截面惯性矩，m^4。

2）内力计算

描述弹性桩基和土层反力的微分方程为：

$$EI\frac{d^4X}{dY^4}=-mYXb_p \tag{1-1-190}$$

$$q=-mYXb_p$$

由边界条件可写出：

$$X|_{y=0}=X_0 \tag{1-1-191}$$

$$\left.\frac{dX}{dY}\right|_{y=0}=\varphi_0 \tag{1-1-192}$$

$$\left.EI\frac{d^2X}{dY^2}\right|_{y=0}=M_0 \tag{1-1-193}$$

$$\left.EI\frac{d^3X}{dY^3}\right|_{y=0}=V_0 \tag{1-1-194}$$

对微分方程（1-1-190）取一般解，然后对一般解求各阶导数，得

$$X=X_0A_1+\frac{\varphi_0}{\alpha}B_1+\frac{M_0}{\alpha^2EI}C_1+\frac{V_0}{\alpha^3EI}D_1 \tag{1-1-195}$$

$$\varphi=\alpha X_0A_2+V_0B_2+\frac{M_0}{\alpha EI}C_2+\frac{V_0}{\alpha^2EI}D_2 \tag{1-1-196}$$

$$M=\alpha^2EIX_0A_3+\alpha EI\varphi_0B_3+M_0C_3+\frac{V_0}{\alpha}D_3 \tag{1-1-197}$$

$$V=\alpha^3EIX_0A_4+\alpha^2EI\varphi_0B_4+\alpha M_0C_4+V_0D_4 \tag{1-1-198}$$

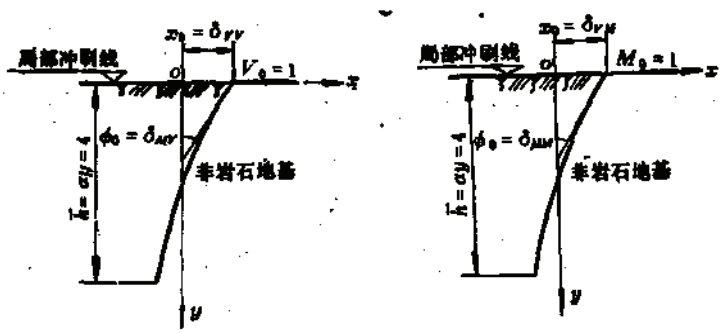


图 1-1-138 位移和转角计算图

上列各式的初始值M_0、V_0可按作用于井塔上的外力用结构力学方法求得，X_0和φ_0则用下式求得(图1-1-138)：

$$X_0=V_0\delta_{VV}+M_0\delta_{VM} \tag{1-1-199}$$

$$\varphi_0=-(V_0\delta_{MV}+M_0\delta_{MM}) \tag{1-1-200}$$

$$\delta_{VV}=\frac{1}{\alpha^3EI}\cdot\frac{(B_3D_4-B_4D_3)}{(A_3B_4-A_4B_3)} \tag{1-1-201}$$

$$\delta_{MV}=\frac{1}{\alpha^2EI}\cdot\frac{(A_3D_4-A_4D_3)}{(A_3B_4-A_4B_3)} \tag{1-1-202}$$

$$\delta_{VM}=\frac{1}{\alpha^2EI}\cdot\frac{(B_3C_4-B_4C_3)}{(A_3B_4-A_4B_3)} \tag{1-1-203}$$

$$\delta_{MM}=\frac{1}{\alpha EI}\cdot\frac{(A_3C_4-A_4C_3)}{(A_3B_4-A_4B_3)} \tag{1-1-204}$$

式中　δ_{VV}、δ_{MV}——在$M_0=0$、$V_0=1$时，求得的位移和转角；

δ_{VM}、δ_{MM}——在$V_0=0$、$M_0=1$时，求得的位移和转角。

上述四个单位变位公式中A、B、C、D各参数，均按换算深度$\overline{h}=\alpha y=4$时在表1-1-84和表1-1-85查得。

由于井颈的位移，引起土层的弹性抗力，其值为：

$$q_R=mYX$$

$$=mY\left(X_0A_1+\frac{\varphi_0}{\alpha}B_1+\frac{M_0}{\alpha^2EI}C_1+\frac{V_0}{\alpha^3EI}\right) \tag{1-1-205}$$

弹性抗力q_R应作为活荷载和由于岩、土等在井颈上产生的侧压力，在计算井壁圆环内力时一并考虑。

根据计算，井塔对井壁的影响深度为$y=\frac{4}{\alpha}$，在$y=\frac{4}{\alpha}$以下部分认为$M_y=0$，$q_R=0$。

m值和K值参考表　　表1-1-83

序号	岩、土名称	m (kN/m⁴)	K (N/cm³)
1	流塑性粘土、亚粘土、亚砂土、淤泥	3000～5000	100～200
2	软塑性粘土、亚粘土、亚砂土、粉土、松散砂	5000～10000	200～450
3	硬塑性的粘土、亚粘土、亚砂土、中细砂	10000～20000	450～650
4	坚硬的粘土、亚粘土、亚砂土、砂粘土、夹砾石密实粗砂	20000～30000	650～1000
5	砂砾、大块碎石类土	30000～85000	1000～1300
6	密实粗砂夹卵石、密实漂卵石	85000～180000	1300～2000

1.5.4.5　按弹性地基梁计算井颈（“K”法）

井塔与井颈整体连接时，将井颈看作埋在弹性岩、土层中的一根弹性长桩，在外荷载的作用下，产生位移，同时受到土层弹性抗力的约束。

1．基本假定

如图1-1-139所示，桩的弹性轴线为一消失的曲线，在其第一个零点以下的弯矩变形很小。因此，可以认为桩身嵌制于土层内的支点，其受挠长度$L_M=L_0+t$。

桩的入土深度等于或大于5 m时，土层的弹性阻力系数K值（表1-1-83）和深度成正比，直至0点，0点以下K值为常数，因此可以认为B、0两点处的岩、土层对桩的阻力为零，两点间土层横向阻力为一抛物线形。

当按这种假定进行计算时，必须验算桩的入土深度是否大于$t+2\pi/\alpha$，如果大于此值则认为0点为嵌制点，0点以下桩身支于弹性地基上的无限长梁，否则则只能将0点视为铰接。

2．计算方法和步骤

1）形变常数

形变常数为：

$$\alpha=\sqrt[4]{\frac{KD_1}{4EI}} \tag{1-1-206}$$

2）化算力臂

化算力臂为：

$$L_0=\frac{\Sigma M}{\Sigma H} \tag{1-1-207}$$

式中 D_1——井颈外径，m。

3）求桩的弹性轴线第一个零点位置

当桩的上下均为刚性嵌制时，t的方程为：

$$0.05\alpha^3t^4+\frac{1}{6}\alpha^3L_0t^3-\left(\frac{\alpha}{2}-\frac{\alpha^3L_0^2}{6}\right)t^2-(1+\alpha L_0)t$$

$$-\frac{1}{2}\alpha L_0^2-L_0-\frac{1}{2\alpha}=0 \tag{1-1-208}$$

假定桩的上端为铰接，下端为刚性嵌制连接时，t的方程为：

$$t^3+2L_0t^2-6\frac{t}{\alpha^2}-6\frac{\alpha L_0+1}{\alpha^3}=0 \tag{1-1-209}$$

4）弯矩计算（图1-1-140）

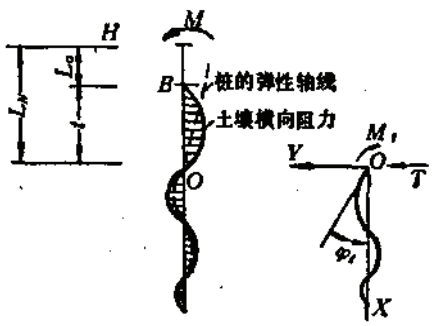


图 1-1-139 "K"法计算简图

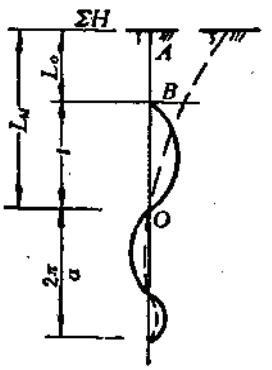


图 1-1-140 计算弯矩图

弹性桩轴线第一个零点处的弯矩为：

$$M_t=\frac{\Sigma H}{\alpha\left(\frac{\alpha^2t^2}{3}-1\right)} \tag{1-1-210}$$

桩的最大弯矩位置，按下列方程求解：

计 算 系 数

换算深度 $\bar{h}=ay$	A_1	B_1	C_1	D_1	A_2	B_2	C_2	D_2
0	1.00000	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
0.1	1.00000	0.10	0.00500	0.00017	−0.000	1.0000	0.100	0.00500
0.2	1.00000	0.20000	0.02000	0.00133	−0.00007	1.0000	0.20000	0.02000
0.3	0.99998	0.30000	0.04500	0.00450	−0.00034	0.99996	0.30000	0.04500
0.4	0.99991	0.39999	0.08000	0.01067	−0.00107	0.99983	0.39998	0.08000
0.5	0.99974	0.49996	0.12500	0.02083	−0.00260	0.99948	0.49994	0.12499
0.6	0.99935	0.59987	0.17998	0.03600	−0.00540	0.99870	0.59981	0.17998
0.7	0.99860	0.69967	0.24495	0.05716	−0.01000	0.99720	0.69951	0.24494
0.8	0.99727	0.79927	0.31988	0.08532	−0.01707	0.99454	0.79891	0.31983
0.9	0.99508	0.89852	0.40472	0.12146	−0.02733	0.99016	0.89779	0.40462
1.0	0.99167	0.99722	0.49941	0.16657	−0.04167	0.98333	0.99583	0.49921
1.1	0.98658	1.09508	0.60384	0.22163	−0.06096	0.97317	1.09262	0.60346
1.2	0.97927	1.19171	0.71787	0.28758	−0.08632	0.95855	1.18756	0.71716
1.3	0.96908	1.28660	0.84127	0.36536	−0.11883	0.93817	1.27990	0.84002
1.4	0.95523	1.37910	0.97373	0.45588	−0.15973	0.91047	1.36865	0.97163
1.5	0.93681	1.46839	1.11484	0.55997	−0.21030	0.87365	1.45259	1.11145
1.6	0.91280	1.55346	1.26403	0.67842	−0.27194	0.82565	1.53020	1.25872
1.7	0.88201	1.63307	1.42061	0.81193	−0.34604	0.76413	1.59963	1.41247
1.8	0.84313	1.70575	1.58362	0.96109	−0.43412	0.68645	1.65867	1.57150
1.9	0.79467	1.76972	1.75190	1.12637	−0.53768	0.58967	1.70468	1.73422
2.0	0.73502	1.82294	1.92402	1.30801	−0.65822	0.47061	1.73457	1.89872
2.2	0.57491	1.88709	2.27217	1.72042	−0.95616	0.15127	1.73110	2.22299
2.4	0.34691	1.87450	2.60882	2.19535	−1.33889	−0.30273	1.61286	2.51874
2.6	0.03315	1.75473	2.90670	2.72365	−1.81479	−0.92602	1.33485	2.74972
2.8	−0.38548	1.49037	3.12843	3.28769	−2.38756	−1.75483	0.84177	2.86653
3.0	−0.92809	1.03679	3.22471	3.85838	−3.05319	−2.82410	0.06837	2.80406
3.5	−2.92799	−1.27372	2.46304	4.97982	−4.98062	−6.70806	−3.58647	1.27018
4.0	−5.85333	−5.94097	−0.92677	4.54780	−6.53316	−12.15810	−10.60840	−3.76647

A、*B*、*C*、*D* 表 表 1-1-84

A_3	B_3	C_3	D_3	A_4	B_4	C_4	D_4
0.0000	0.0000	1.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000	1.00000
-0.00017	-0.00001	1.00000	0.10000	-0.00500	-0.00033	-0.00001	1.00000
-0.00133	-0.00013	0.99999	0.20000	-0.0200	-0.00267	-0.00020	0.99999
-0.00450	-0.00067	0.99994	0.30000	-0.04500	-0.00900	-0.00101	0.99992
-0.01067	-0.00213	0.99974	0.39998	-0.08000	-0.02133	-0.00320	0.99966
-0.02083	-0.00521	0.99922	0.49991	-0.12499	-0.04167	-0.00781	0.99896
-0.03600	-0.01080	0.99806	0.59974	-0.17997	-0.07199	-0.01620	0.99741
-0.05716	-0.02001	0.99580	0.69935	-0.24490	-0.11433	-0.03001	0.99440
-0.08532	-0.03412	0.99181	0.79854	-0.31975	-0.17000	-0.05120	0.98908
-0.12144	-0.05466	0.98524	0.89706	-0.40443	-0.24284	-0.08198	0.98032
-0.16652	-0.08329	0.97501	0.99445	-0.49881	-0.33298	-0.12493	0.96687
-0.22352	-0.12192	0.95975	1.09016	-0.60268	-0.44292	-0.18285	0.94634
-0.28737	-0.17260	0.93783	1.18342	-0.71573	-0.57450	-0.25886	0.91712
-0.36496	-0.23760	0.90727	1.27320	-0.83753	-0.72950	-0.35631	0.87638
-0.45535	-0.31933	0.86537	1.35821	-0.96746	-0.90954	-0.47883	0.82102
-0.55870	-0.42039	0.81054	1.43680	-1.10468	-1.11609	-0.63027	0.74745
-0.67629	-0.54348	0.73859	1.50695	-1.24808	-1.35042	-0.81486	0.65156
-0.80848	-0.69144	0.64637	1.56621	-1.39623	-1.61346	-1.03616	0.52871
-0.95564	-0.86715	0.52997	1.61162	-1.54728	-1.90577	-1.29909	0.37368
-1.11796	-1.07357	0.38503	1.63959	-1.69889	-2.22745	-1.60770	0.18071
-1.29535	-1.31361	0.20676	1.64628	-1.84818	-2.57798	-1.96620	-0.05852
-1.69334	-1.80567	-0.27087	1.57538	-2.12481	-3.35952	-2.84858	-0.69158
-2.14117	-2.86329	-0.94885	1.35201	-2.33901	-4.22811	-3.97323	-1.59151
-2.62126	-3.59987	-1.87734	0.91679	-2.43695	-5.14023	-5.35541	-2.82106
-3.10341	-4.71748	-3.10791	0.19729	-2.34558	-6.02299	-6.99007	-4.44491
-3.54058	-5.99978	-4.68788	-0.89126	-1.96928	-6.76480	-8.84029	-6.51972
-3.91921	-9.54367	-10.34040	-5.85402	1.07408	-6.78895	-13.69240	-13.82610
-1.61428	-11.73070	-17.91860	-15.07550	9.24368	-0.35762	-15.61050	-23.14040

A、B、C、D 各

换算深度 $\bar{h}=ay$	$B_1D_4-B_4D_1$	$A_1B_4-A_4B_1$	$B_1D_3-B_3D_1$	$A_1B_4-A_4B_1$	$A_1D_4-A_4D_1$	$A_1D_4-A_4D_1$	$A_1C_4-A_4C_1$
0	0.00000	0.00000	1.00000	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000
0.1	0.00002	0.00000	1.00000	0.00500	0.00033	0.00003	0.00500
0.2	0.00040	0.00000	1.00004	0.02000	0.00267	0.00033	0.02000
0.3	0.00203	0.00001	1.00029	0.04500	0.00900	0.00169	0.04500
0.4	0.00640	0.00006	1.00120	0.07999	0.02133	0.00533	0.08001
0.5	0.01563	0.00022	1.00365	0.12504	0.04167	0.01303	0.12505
0.6	0.03240	0.00065	1.00917	0.18013	0.07203	0.02701	0.18020
0.7	0.06006	0.00163	1.01962	0.24535	0.11443	0.05004	0.24559
0.8	0.10248	0.00365	1.03824	0.32091	0.17094	0.08539	0.32150
0.9	0.16426	0.00738	1.06893	0.40709	0.24374	0.13685	0.40842
1.0	0.25062	0.01390	1.11679	0.50436	0.33507	0.20873	0.50714
1.1	0.36747	0.02464	1.18823	0.61351	0.44739	0.30600	0.61893
1.2	0.52158	0.04156	1.29111	0.73565	0.58346	0.43412	0.74562
1.3	0.72057	0.06724	1.43498	0.87244	0.7465	0.59940	0.88991
1.4	0.97317	0.10504	1.63125	1.02612	0.94032	0.80887	1.05550
1.5	1.28938	0.15916	1.89349	1.19981	1.16960	1.07061	1.24752
1.6	1.68091	0.23497	2.23776	1.39771	1.44015	1.39379	1.47277
1.7	2.16145	0.33904	2.68296	1.62522	1.75934	1.78918	1.74019
1.8	2.74734	0.47951	3.25143	1.88946	2.13653	2.26933	2.06147
1.9	3.45833	0.66632	3.96945	2.19944	2.58362	2.84909	2.45147
2.0	4.31831	0.91150	4.86824	2.56664	3.11583	3.54638	2.92905
2.2	6.61044	1.63962	7.36356	3.53366	4.51846	5.38469	4.24806
2.4	9.95510	2.82366	11.13130	4.95288	6.57004	8.02219	6.28800
2.6	14.8680	4.70118	16.74660	7.07178	9.62890	11.82060	9.46294
2.8	22.15710	7.62658	25.06510	10.26420	14.25710	17.33620	14.40320
3.0	33.08790	12.13530	37.38070	15.09220	21.32850	25.42750	22.06800
3.5	92.20900	36.85800	101.36900	41.01820	60.47600	67.49820	64.76960
4.0	266.06100	109.01200	279.99600	114.7220	176.70900	185.99600	190.83400

系数计算值 表 1-1-85

$A_2C_4-A_4C_2$	$\frac{B_2D_4-B_4D_2}{A_2B_4-A_4B_2}$	$\frac{A_2D_4-A_4D_4}{A_2B_4-A_4B_2}=\frac{B_2C_4-B_4C_2}{A_2B_4-A_4B_2}$	$\frac{A_2C_4-A_4C_2}{A_2B_4-A_4B_2}$	$\frac{B_2D_1-B_1D_2}{A_2B_1-A_1B_2}$	$\frac{B_2C_1-B_1C_2}{A_2B_1-A_1B_2}=\frac{A_2D_1-A_1D_2}{A_2B_1-A_1B_2}$	$\frac{A_2C_1-A_1C_2}{A_2B_1-A_1B_2}$
0	∞	∞	∞	0	0	0
0.00050	3770.490	54098.4	819672.0	0.00033	0.00500	0.10000
0.00400	424.771	2807.280	21028.6	0.00269	0.02000	0.20000
0.01350	196.135	869.565	4347.97	0.00900	0.04500	0.30000
0.03200	111.936	372.93	1399.07	0.02133	0.07999	0.39996
0.06251	72.102	192.214	576.825	0.04165	0.12495	0.49988
0.10804	50.012	111.179	278.134	0.07192	0.17983	0.59962
0.17161	36.740	70.001	150.236	0.11406	0.24448	0.69902
0.25632	28.108	46.884	88.179	0.16985	0.31867	0.79783
0.36533	22.245	33.009	55.312	0.24092	0.40199	0.89562
0.50194	18.028	24.102	36.480	0.32855	0.49374	0.99179
0.66965	14.915	18.160	25.122	0.43351	0.59294	1.08569
0.87232	12.550	14.039	17.941	0.55589	0.69811	1.17605
1.11429	10.716	11.102	13.235	0.69488	0.80737	1.26199
1.40059	9.265	8.952	10.049	0.84855	0.91831	1.34213
1.73720	8.101	7.349	7.838	1.01382	1.02916	1.41516
2.13135	7.514	6.129	6.268	1.18632	1.13380	1.47990
2.59200	6.375	5.189	5.133	1.36068	1.23219	1.53540
3.13039	5.730	4.456	4.30	1.53179	1.32058	1.58115
3.76049	5.190	3.878	3.680	1.69343	1.39988	1.61718
4.49999	4.737	3.418	3.213	1.84091	1.45979	1.64405
6.40196	4.032	2.756	2.591	2.08041	1.54549	1.67490
9.09220	3.528	2.327	2.227	2.23974	1.58566	1.68529
12.97190	3.161	2.048	2.013	2.32965	1.59617	1.68665
18.66360	2.906	1.869	1.889	2.37119	1.59262	1.68717
27.12570	2.727	1.758	1.818	2.38548	1.58606	1.69051
72.04850	2.502	1.641	1.757	2.38891	1.58435	1.71100
200.04760	2.441	1.625	1.751	2.40074	1.59979	1.73218

$$\frac{2}{3}\cdot\frac{\alpha^2x^3}{t}-\alpha^2x^2+1=0 \tag{1-1-211}$$

最大弯矩：

$$M_{max}=M_t\left(1+\alpha x-\frac{1}{3}\alpha^3x^3+\frac{\alpha^3x^4}{6t}\right) \tag{1-1-212}$$

5）弯矩图的计算

上段（$B\sim0$）桩的弯矩：

$$M=M_t\left(1+\alpha x-\frac{1}{3}\alpha^3x^3+\frac{\alpha^3x^4}{6t}\right) \tag{1-1-213}$$

下段（0点以下）桩的弯矩：

$$M=M_te^{-\alpha x}\cos(\alpha x) \tag{1-1-214}$$

x均以0点为始点来计算。

若求$M=0$的位置，令$\alpha x=\frac{\pi}{2}$，则$x=\frac{\pi}{2\alpha}$

当$x=\frac{\pi}{\alpha}$时，$M=M_te^{-\pi}$

当$x=\frac{2\pi}{\alpha}$时，$M=M_te^{-2\pi}$

按上述公式求出桩的M_t、M_{max}和M图，再求出纵向力N即可验算井颈强度和进行配筋计算。

1.5.4.6　井颈或井筒纵向强度及配筋计算

1．当井颈或井筒为素混凝土时

井颈或井筒纵向强度用下式验算：

当$e_0=\frac{M}{N}\leqslant0.9y'_c$时

$$\frac{N}{A}+0.8\frac{M}{W}<f_{cc} \tag{1-1-215}$$

当$e_0\geqslant0.45y'_c$时，除应符合（1-1-215）式外尚应满足下式要求：

$$N\leqslant\varphi\frac{\gamma_m f_{tc}A}{\frac{e_0A}{W}-1} \tag{1-1-216}$$

$$\gamma_m=0.4\frac{D}{D_1}$$

$$A=\frac{\pi}{4}(D_1^2-D^2)$$

$$W=\frac{\pi}{32}\left(\frac{D_1^4-D^4}{D_1}\right)$$

式中　N——设计轴向力，kN；

M——设计弯矩，kN·m；

A——井筒横截面面积，m^2；

W——井筒横截面抵抗矩，m^3；

e_0——偏心距，m；

y'_s——井筒横截面重心至受拉区边缘的距离，m；

f_{cc}——素混凝土的轴心抗压强度设计值，取$f_{cc}=0.95f_c$，kPa；

f_{tc}——素混凝土抗拉强度设计值，$f_{tc}=0.6f_t$，kPa；

γ_m——截面抵抗矩塑性系数；

φ——纵向弯曲系数，按表附-4-11取用；

D、D_1——分别为井筒内直径和外直径，m。

2．当井颈或井筒为钢筋混凝土时

井颈截面强度按下式计算：

$$N\leqslant\alpha f_{cm}A+(\alpha-\alpha_t)f_yA_s \tag{1-1-217}$$

$$N\eta e_i\leqslant f_{cm}A\frac{R_1+R}{2}\cdot\frac{\sin\pi\alpha}{\pi}+\frac{f_yA_sR_0}{\pi}(\sin\pi\alpha+\sin\pi\alpha_t) \tag{1-1-218}$$

当 $\alpha>\frac{2}{3}$时，取$\alpha_t=0$，否则

$$\alpha_t=1-1.5\alpha \tag{1-1-219}$$

$$e_0=\frac{M}{N} \tag{1-1-220}$$

当$e_0\geqslant0.3(R_1+R_0)$时，取$e_a=0$，否则

$$e_a=0.12[0.3(R_1+R_0)-e_0] \tag{1-1-221}$$

$$e_i=e_0+e_a \tag{1-1-222}$$

式中 A_s——全部纵向钢筋截面面积，m^2；

R、R_1——分别为井颈的内半径和外半径，m；

R_0——纵向钢筋圆周的半径，m；

e_0——纵向力对截面重心的偏心距，m；

f_{cm}——混凝土弯曲抗压设计强度，kPa。

3．井颈或井筒纵向配筋计算

井颈或井筒纵向配筋计算采用试算法，其步骤如下：

（1）假设配筋百分率ρ，求配筋截面面积A_s：

$$A_s=\rho A \tag{1-1-223}$$

（2）将A_s值代入下式求α：

$$\alpha=\frac{N+f_yA_s}{f_{cm}A+2.5f_yA_s} \tag{1-1-224}$$

（3）根据式(1-1-219)、(1-1-220)、(1-1-221)、(1-1-222)求出α_t、e_0、e_a、e_i、$\sin\pi\alpha$、$\sin\pi\alpha_t$值。

（4）将e_i、$\sin\pi\alpha$、$\sin\pi\alpha_t$代入下式重新求A_s值：

$$A_s=\frac{\pi N\eta e_i-f_{cm}A\frac{R_1+R}{2}\cdot\sin\pi\alpha}{f_yR_0(\sin\pi\alpha+\sin\pi\alpha_t)}\tag{1-1-225}$$

（5）按式（1-1-224）和式（1-1-225）轮流迭代求出α和A_s，直到满意时为止。

4. 井颈或井筒纵向配筋算例

已知：井筒外半径$R_1=3$m，内半径$R=2.5$m，$R_0=2.75$m。已求得$M=120000$kN·m，$N=40000$kN，混凝土等级采用$C20$，$f_{cm}=10.5\times10^3$kPa，$f_t=1.05\times10^3$kPa；选用Ⅱ级钢筋，$f_y=310\times10^3$kPa，求配筋截面面积A_s。

解：

$$e_0=\frac{M}{N}=\frac{120000}{40000}=3\text{m}$$

$$e_0>0.9y'_0=0.9\times3=2.7\text{m}$$

$$e_0>0.3(R_1+R_0)=0.3(3+2.75)=1.725\text{m}$$

取$e_a=0$，$e_i=e_0+e_a=e_0=3$m

初设配筋百分率$\rho=1.5\%$

$$A_s=\pi(R_1^2-R^2)\rho=\pi(3^2-2.5^2)\times0.015=0.13\text{m}^2$$

$$\alpha=\frac{N+f_yA_s}{f_{cm}A+2.5f_yA_s}$$

$$=\frac{40000+310000\times0.13}{10500\times8.64+2.5\times310000\times0.13}=0.419$$

$$\alpha_t=1-1.5\alpha=1-1.5\times0.419=0.371$$

$$\sin\pi\alpha=\sin(180\times0.419)=0.968$$

$$\sin\pi\alpha_t=\sin(180\times0.371)=0.920$$

$$A_s=\frac{N\eta e_i-f_{cm}A\frac{R_1+R}{2}\cdot\frac{\sin\pi\alpha}{\pi}}{\frac{f_yR_0}{\pi}(\sin\pi\alpha+\sin\pi\alpha_t)}$$

$$=\frac{120000-10500\times8.64\times\frac{3+2.5}{2}\times\frac{0.968}{\pi}}{\frac{310000\times2.75}{\pi}(0.968+0.920)}=0.0842\text{m}^2$$

$$\alpha=\frac{N+f_yA_s}{f_{cm}A+2.5f_yA_s}$$

$$=\frac{40000+310000\times0.0842}{10500\times8.64+2.5\times310000\times0.0842}=0.424$$

$$\alpha_t=1-1.5\alpha=1-1.5\times0.424=0.364$$

$$\sin\pi\alpha=\sin(180\times0.424)=0.972$$

$$\sin\pi\alpha_t=\sin(180\times0.364)=0.910$$

$$A_s=\frac{N\eta e_i-f_{cm}A\frac{R_1+R}{2}\cdot\frac{\sin\pi\alpha}{\pi}}{\frac{f_yR_0}{\pi}(\sin\pi\alpha+\sin\pi\alpha_t)}$$

$$=\frac{120000-10500\times8.64\times\frac{3+2.5}{2}\times\frac{0.972}{\pi}}{\frac{310000\times2.75}{\pi}(0.972+0.910)}$$

$$=0.0838m^2=838cm^2$$

选用Φ25@200分内外两层配置。

1.5.4.7 井颈算例

1. 井颈承接在同一地基上的算例

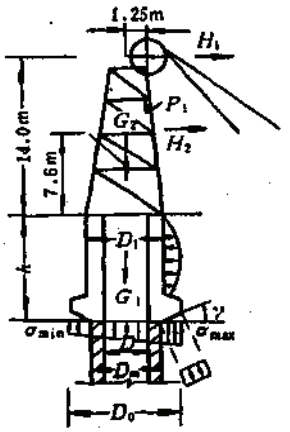


图 1-1-141 承接在一种地基上的基础

1）已知条件

（1）设计荷载及地基条件

井颈自重 $G_1=6460kN$；

井架重力 $G_2=680kN$；

总破断力 $P_1=780kN$；

水平分力 $H_1=440kN$；

风荷载 $H_2=27.9kN$；

岩、土地基抗压强度 $R_f=338kPa$；

岩、土层内摩擦角 $\varphi=20°$；

岩、土层粘着系数 $C=0$；

岩、土层基床系数 $C_0=C_k=50000kN/m^3$；

岩、土层重力密度 $\gamma_n=18kN/m^3$。

（2）井颈尺寸

按图1-1-141所示，井颈各部尺寸如下：

井颈内直径 $D=5m$；

井颈外直径 $D_1=7m$；

基底直径 $D_0=8m$；

井颈深度 $h=9m$；

基底锥角 $\gamma=30°$。

2）基底几何参数计算

基底几何参数计算如下：

$$K=\frac{D_1}{h}=\frac{7}{9}=0.778$$

$$\eta_0=\frac{D_0}{D_1}=\frac{8}{7}=1.14;\ \eta_0^2=1.3;\ \eta_0^4=1.69$$

$$\eta_i = \frac{D}{D_1} = \frac{5}{7} = 0.714;\ \eta_i^2 = 0.51;\ \eta_i^4 = 0.26$$

$$\mu = \eta_0^4 - \eta_i^4 = 1.69 - 0.26 = 1.43$$

$$\mu_1 = \eta_0^2 - \eta_i^2 = 1.3 - 0.51 = 0.79$$

基底面面积$A_0 = \frac{\pi}{4}\mu_1 D_1^2 = \frac{\pi}{4} \times 0.79 \times 7^2 = 30.4\text{m}^2$

基底截面抵抗矩

$$W_0 = \frac{\pi\mu D_1^3}{32\eta_0} = \frac{\pi \times 1.43 \times 7^3}{32 \times 1.14} = 42.2\text{m}^3$$

3）基底形心 0 点作用力

基底形心 0 点的作用力为：

$$\Sigma H_0 = 440 + 27.9 = 467.9\text{kN}$$

$$\Sigma P_0 = 785 + 680 + 6460 = 7925\text{kN}$$

$$\Sigma M_0 = 440 \times 23 + 27.9 \times 16.6 + 785 \times 1.25 = 11564\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$h_a = \frac{\Sigma M_0}{\Sigma H_0} = \frac{11564}{467.9} = 24.7\text{m}$$

$$l = \frac{h_a}{h} = \frac{24.7}{9} = 2.74$$

4）地基承载力计算

（1）基础底部岩、土层承压力

基础底部岩、土层承压力为：

$$\lambda = \frac{C_0}{C_h} = 1$$

$$\varphi = \frac{3\lambda\mu K^3}{9\lambda\mu K^3 + 4} \cdot \frac{3l - 1}{l}$$

$$= \frac{3 \times 1.43 \times 0.778^3}{9 \times 1.43 \times 0.778^3 + 4} \times \frac{3 \times 2.74 - 1}{2.74} = 0.529$$

$$\sigma_{\max} = \frac{\Sigma P_0}{\Sigma A_0} + \frac{\Sigma M_0}{W_0}\varphi$$

$$= \frac{7925}{30.4} + \frac{11564}{42.2} \times 0.529 = 406\text{kPa}$$

$$\sigma_{\min} = \frac{\Sigma P_0}{\Sigma A_0} - \frac{\Sigma M_0}{W_0}\varphi = 116\text{kPa}$$

基础锥角$\gamma = 30°$则

$$\sigma'_{\max} = \sigma_{\max}\cos^2 30° = 406\cos^2 30° = 305\text{kPa} < 338\text{kPa}$$

（2）基体岩、土层固着力

基体岩、土层固着力为：

$$a = \frac{16l + 3\lambda\mu K^3 - 4}{24l - 8}$$

$$= \frac{16 \times 2.74 + 3 \times 1.43 \times 0.778^3 - 4}{24 \times 2.74 - 8} = 0.725$$

$$\xi = \frac{2\varphi a}{\lambda\eta_0 K} = \frac{2 \times 0.529 \times 0.725}{1 \times 1.14 \times 0.778} = 0.864$$

$$m=\xi\frac{\Sigma M_0}{W_0}\cdot\frac{1}{h}=\frac{0.864\times11564}{42.2}\times\frac{1}{9}=26\text{kN/m}^3$$

$$y_0=ah=0.725\times9=6.53\text{m}$$

基体上的固着作用力：

$$\sigma_{h/2}=\frac{m}{y_0}y(y_0-y)=\frac{26}{6.53}\times\frac{9}{3}\left(6.53-\frac{9}{3}\right)=42\text{kPa}$$

$$\sigma_{y_0/2}=\frac{mha}{4}=\frac{26\times9\times0.725}{4}=42.4\text{kPa}$$

$$\sigma_h=mh\left(1-\frac{1}{a}\right)=26\times9\left(1-\frac{1}{0.725}\right)=89\text{kPa}$$

（3）库伦极限侧压值

对井颈周围压实填土取 $\varphi=20°$，$C=0$；$\gamma_n=18\text{kN/m}^3$；$n_1=1$；对恒载引起的弯矩$\Sigma M=0$。

$$n_2=0.2+\left(1-\frac{\Sigma M}{\Sigma M_e}\right)\times0.8=1$$

$$[\sigma_{h/2}]=n_1n_2\frac{4}{\cos\varphi}\times\frac{1}{3}\gamma_nh\text{tg}\varphi$$

$$=\frac{4}{\cos20°}\times\frac{1}{3}\times18\times9\times\text{tg}20°=84\text{kPa}$$

$$[\sigma_{y_0/2}]=n_1n_2\frac{4}{\cos\varphi}\times\frac{1}{2}\gamma_ny_0\text{tg}\varphi$$

$$=\frac{4}{\cos20°}\times\frac{1}{2}\times18\times6.53\times\text{tg}20°=91\text{kPa}$$

$$[\sigma_h]=n_1n_2\frac{4}{\cos\varphi}\gamma_nh\text{tg}\varphi$$

$$=\frac{4}{\cos20°}\times18\times9\times\text{tg}20°=252\text{kPa}$$

由以上计算结果可知：$\sigma_{h/2}<[\sigma_{h/2}]$；$\sigma_{y_0/2}<[\sigma_{y_0/2}]$；$\sigma_h<[\sigma_h]$，井颈强度计算从略。

2. 井颈基底承接在两种性质地基上的算例

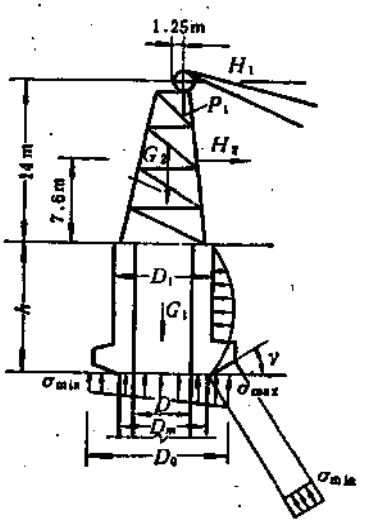


图 1-1-142 承接在两种地基上的基础

1）已知条件

（1）设计荷载及地基条件

井颈自重　$G_1=7050\text{kN}$；

井架重力　$G_2=680\text{kN}$；

总破断力　$P_1=785\text{kN}$；

水平分力　$H_1=440\text{kN}$；

风荷载　$H_2=27.9\text{kN}$；

岩、土地基抗压强度　$R_f=100\text{kPa}$；

岩、土内摩擦角　$\varphi=20°$；

岩、土重力密度　$\gamma_n=18\text{kN/m}^3$；

基床系数　$C_0=C_h=5\times10^4\text{kN/m}^3$；

圬工地基设计强度　$f=2750\text{kN/m}^2$；

圬工地基基床系数　$C_m=5\times10^6\text{kN/m}^3$；

井颈和圬工地基间的摩擦系数　$\mu_0=0.5$。

（2）井颈尺寸

井颈内径　$D=5\text{m}$；

井颈外径　$D_1=7\text{m}$；

井颈基底直径　$D_0=9\text{m}$；

圬工井壁外直径　$D_m=6.2\text{m}$；

井颈深度　$h=7\text{m}$；

基底锥角　$\gamma=30°$。

2）基底几何参数计算

据图1-1-142所示，基底几何参数计算如下：

$$K=\frac{D_1}{h}=\frac{7}{7}=1$$

$$\eta_0=\frac{D_0}{D_1}=\frac{9}{7}=1.29;\ \eta_0^2=1.65;\ \eta_0^4=2.73$$

$$\eta_i=\frac{D}{D_1}=\frac{5}{7}=0.714;\ \eta_i^2=0.51;\ \eta_i^4=0.26$$

$$\eta_m=\frac{D_m}{D_1}=\frac{6.2}{7}=0.886;\ \eta_m^2=0.784;\ \eta_m^4=0.615$$

$$\mu_1=\eta_0^2-\eta_i^2=1.14;\ \mu=\eta_0^4-\eta_i^4=2.5$$

$$\mu_1'=\eta_m^2-\eta_i^2=0.274;\ \mu'=\eta_m^4-\eta_i^4=0.355$$

$$\lambda=\frac{C_0}{C_h}=\frac{5\times10^4}{5\times10^4}=1;\ \lambda_m=\frac{C_m}{C_h}=\frac{5\times10^6}{5\times10^4}=100$$

$$\lambda'=\lambda(\lambda_m-\lambda)\frac{\mu'}{\mu}=1+(100-1)\frac{0.355}{2.47}=15.2$$

$$\lambda''=\lambda(\lambda_m-\lambda)\frac{\mu_1'}{\mu_1}=1+(100-1)\frac{0.274}{1.14}=24.8$$

$$A_0=\frac{\pi\mu_1D_1^2}{4}=\frac{\pi}{4}\times1.14\times7^2=43.9\text{m}^2$$

$$W_0=\frac{\pi}{32}\cdot\frac{\mu}{\eta_0}D_1^3=\frac{\pi}{32}\times\frac{2.5}{1.29}\times7^3=65.3\text{m}^3$$

3）基底形心0点作用力计算

基底形心0点作用力为：

$$\Sigma H_0 = 440 + 27.9 = 467.9\text{kN}$$

$$\Sigma P_0 = 785 + 680 + 7050 = 8515\text{kN}$$

$$\Sigma M_0 = 440 \times 21 + 27.9 \times 14.6 + 785 \times 1.25 = 10629\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$h_a = \frac{\Sigma M_0}{\Sigma H_0} = \frac{10629}{467.9} = 22.7\text{m}$$

4）基底滑动验算

井颈基底与圬工之间的摩擦系数$\mu = 0.5$，则

$$\frac{\mu_0 \Sigma P_0}{\Sigma H_0} = \frac{0.5 \times 8515}{467.9} = 9.1 > 1 \text{（可）}$$

5）地基承载力计算

地基承载力计算如下：

$$\varphi' = \frac{3\lambda'\mu K^3}{3\lambda'\mu K^3 + 4} = \frac{3 \times 15.2 \times 2.47 \times 1^3}{3 \times 15.2 \times 2.47 \times 1^3 + 4} = 0.966$$

对岩、土层地基：

$$\sigma_{\max} = \lambda\left(\frac{\Sigma P_0}{\lambda'' A_0} + \frac{\Sigma M_0}{\lambda' W_0}\varphi'\right)$$

$$= 1 \times \left(\frac{8515}{24.8 \times 43.9} + \frac{10629 \times 0.966}{15.2 \times 65.3}\right) = 18.17\text{kPa} < 100\text{kPa}$$

$$\sigma_{\min} = \lambda\left(\frac{\Sigma P_0}{\lambda'' A_0} - \frac{\Sigma M_0}{\lambda' W_0}\varphi'\right)$$

$$= -2.52\text{kPa}$$

对井壁圬工地基：

$$\sigma'_{\max} = \lambda_m\left(\frac{\Sigma P_0}{\lambda'' A_0} + \frac{\Sigma M_0}{\frac{\eta_0}{\eta_m}\lambda' W_0}\varphi'\right)$$

$$= 100\left(\frac{8515}{24.8 \times 43.9} + \frac{10629 \times 0.966}{\frac{1.29}{0.886} \times 15.2 \times 65.3}\right)$$

$$= 149.2\text{kPa} < 2750\text{kPa} \text{（可）}$$

$$\sigma'_{\min} = \lambda_m\left(\frac{\Sigma P_0}{\lambda'' A_0} - \frac{\Sigma M_0}{\frac{\eta_0}{\eta_m}\lambda' W_0}\varphi'\right) = 72\text{kPa}$$

6）土层固着力

土层固着力为：

$$a' = 1,\ y_0 = h = 7\text{m}$$

$$\xi' = \frac{2\varphi'}{\lambda'\eta_0 K} = \frac{2 \times 0.966}{15.2 \times 1.29 \times 1} = 0.0985$$

$$m' = \xi' \frac{\Sigma M_0}{W_0} \cdot \frac{1}{h} = 0.0985 \frac{10629}{65.3} \times \frac{1}{7} = 2.29\text{kN/m}^3$$

$$\sigma_{h/3} = \frac{m'h}{3}\left(1 - \frac{1}{3\alpha'}\right) = \frac{2.29 \times 7}{3}\left(1 - \frac{1}{3}\right) = 3.56\text{kPa}$$

$$\sigma_{h/4} = \frac{m'h}{4} = \frac{2.29 \times 7}{4} = 4\text{kPa}$$

$$[\sigma_{h/4}] = n_1 n_2 \frac{4}{\cos\varphi} \cdot \frac{1}{3}\gamma_m h \operatorname{tg}\varphi$$

$$=1\times1\times\frac{4}{\cos\varphi}\times\frac{1}{2}\times18\times7\times\mathrm{tg}20^{\circ}=65\mathrm{kPa}$$

$$[\sigma_{k/2}]=n_1n_2\frac{4}{\cos\varphi}\cdot\frac{1}{2}\gamma_n h\mathrm{tg}\varphi$$

$$=1\times1\times\frac{4}{\cos20^{\circ}}\times\frac{1}{2}\times18\times7\times\mathrm{tg}20^{\circ}=71\mathrm{kPa}$$

由以上计算结果可知：$\sigma_{k/1}<[\sigma_{k/1}]$，$\sigma_{k/2}<[\sigma_{k/2}]$。

7）井颈内力计算

井颈内力计算如下：

$$B'=\frac{3}{2}y_0=\frac{3}{2}\times7=10.5$$

$$D'=\frac{12\nu_0\Sigma H_0}{\pi D_1 m'}=\frac{12\times7\times467.9}{\pi\times7\times2.29}=780$$

$$M_{y1}=\Sigma H_0\left[h_a-h+y_1-\frac{y_1^3}{D'}\left(\frac{B'}{3}-\frac{y_1}{4}\right)\right]$$

$$=467.9\left[15.7+y_1-\frac{y_1^3}{780}\left(3.5-\frac{y_1}{4}\right)\right]$$

$$P_{y1}=785+680+\frac{\pi}{4}(7^2-5^2)\times23\times1.1\times1.2y_1$$

$$=1465+572y_1$$

将$y_1=1\mathrm{m}$，$2\mathrm{m}$，……$6\mathrm{m}$依次代入上两式中，得各段内力M及P，见表1-1-86。

内力计算结果　　表 1-1-86

y_1 (m)	1	2	3	4	5	6
P_{y1} (kN)	2037	2609	3181	3753	4325	4897
M_{y1} (kN·m)	7812	8266	8705	9122	9517	9894

3. 按浅基计算的算例

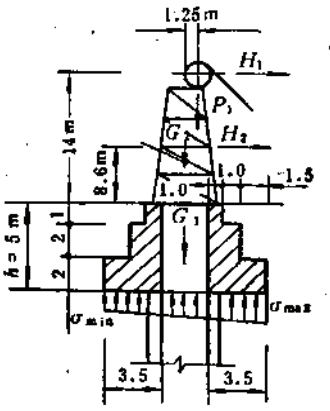


图 1-1-143　浅基计算简图

1）已知条件

（1）设计荷载及地基条件

井颈自重 $G_1=10790\text{kN}$；

井架重力 $G_2=680\text{kN}$；

总破断力 $P_1=785\text{kN}$；

水平分力 $H_1=440\text{kN}$；

风荷载 $H_2=27.9\text{kN}$

岩、土地基抗压强度 $R_f=273.6\text{kN}$；

岩、土层内摩擦角 $\varphi=20°$。

（2）井颈几何尺寸

井颈内直径 $D=5\text{m}$；

井颈外直径 $D_0=12\text{m}$；

井颈埋深 $h=5\text{m}$。

2）基底承压力验算（不计被动土压）

按图1-1-143所示，基底承压力验算如下：

$$\Sigma M_0=440\times19+27.9\times12.6+78.5\times1.25=9693\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$\Sigma P_0=785+680+10790=12255\text{kN}$$

$$A_0=\frac{\pi}{4}(12^2-5^2)=93.5\text{m}^2$$

$$W_0=\frac{\pi}{32}\left(\frac{12^4-5^4}{12}\right)=165\text{m}^3$$

$$\sigma_{\max}=\frac{\Sigma P_0}{A_0}+\frac{\Sigma M_0}{W_0}=\frac{12255}{93.5}+\frac{9693}{165}=189.7\text{kPa}$$

$$\sigma_{\min}=\frac{\Sigma P_0}{A_0}-\frac{\Sigma M_0}{W_0}=72.3\text{kPa}$$

3）倾覆计算.

被动土压力：

$$q=\frac{1}{2}\gamma h^2\text{tg}^2\left(45°-\frac{\varphi}{2}\right)=\frac{1}{2}\times18\times5^2\text{tg}^2 35°=110\text{kN/m}$$

考虑乘以圆面系数 $q'=\frac{\pi}{4}\times7\times110=605\text{kN}$

倾覆力矩 $\Sigma M_h=440\times19+27.9\times12.6=8711\text{kN}\cdot\text{m}$

稳定力矩 $\Sigma M_c=(680+10790)\times6+785\times4.75+605\times\frac{5}{3}=73557\text{kN}\cdot\text{m}$

$$K_M=\frac{\Sigma M_c}{\Sigma M_h}=\frac{73557}{8711}=8.44>1.2\text{（可）}$$

滑动稳定计算：

取基底与岩、土层间静摩擦系数$\mu_0=0.25$，则

滑动力$\Sigma H_h=440+27.9=467.9\text{kN}$

抗滑力$\Sigma H_c=\mu_0\Sigma P_0+q'=0.25\times12255+605=3669$

$$K_\varphi=\frac{\Sigma H_c}{\Sigma H_h}=\frac{3669}{467.9}=7.84>1.2\text{（可）}$$

4. 用“K”法计算井颈的算例

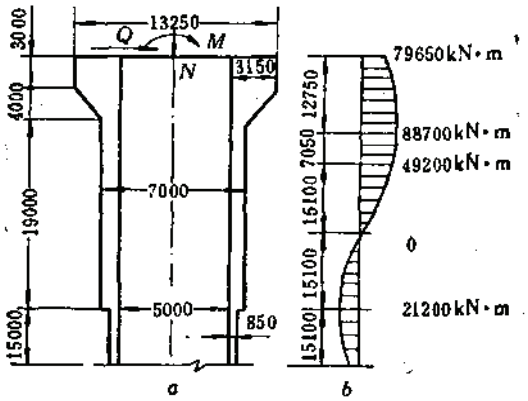


图 1-1-144　"K"法计算井颈简图

a—计算简图；b—弯矩图

1）已知条件

按图1-1-144a所示的设计简图，井塔高53.5m，作用于井颈顶面的设计荷载：

水平力　$Q=2120\text{kN}$；

力矩　$M=79650\text{kN}\cdot\text{m}$；

垂直力　$N=31000\text{kN}$；

井颈尺寸及岩、土性质：

井颈内直径　$D=5\text{m}$；

井颈外直径　$D_0=7\text{m}$；

井筒外直径　$D_1=6.7\text{m}$；

井颈截面惯性矩　$I=0.0491(D_0^4-D^4)=69\text{m}^4$；

岩、土层弹性阻力系数　$K=10\times10^5\text{kN/m}^3$；

混凝土弹性模量　$E_c=2.1\times10^7\text{kN/m}^2$。

2）内力计算

形变系数：

$$a=\sqrt[4]{\frac{KD_1}{4E_cI}}=\sqrt[4]{\frac{10\times10^5\times6.7}{4\times2.1\times10^7\times69}}=0.104$$

化算臂矩：

$$L_0=\frac{M}{Q}=\frac{79650}{2120}=37.6\text{m}$$

（1）求弹性轴线第一个零点位置t，上端定为铰接，下端为刚性嵌制时：

$$t^3+2L_0t^2-\frac{6}{a^2}t-\frac{6(1+aL_0)}{a^3}=0$$

$$t^3+2\times37.6t^2-\frac{6}{0.104^2}-\frac{6(1+0.104\times37.6)}{0.104^3}=0$$

$$t^3+75.2t^2-555t-26200=0$$

解此方程得　$t=19.8\text{m}$

弹性轴线第一零点的弯矩：

$$M_t=\frac{\Sigma Q}{\alpha\left(\frac{\alpha^2t^2}{3}-1\right)}=\frac{2120}{0.104\left(\frac{0.104^2\times19.8^2}{3}-1\right)}$$

$$=49305\text{kN}\cdot\text{m}$$

（2）求最大弯矩位置和最大弯矩

最大弯矩位置和最大弯矩为：

$$\frac{2}{3}\cdot\frac{\alpha^2x^3}{t}-\alpha^2x^2+1=0$$

$$\frac{2}{3}\times\frac{0.104^2x^3}{19.8}-0.104^2x^2+1=0$$

$$x^2(x-29.7)=-2750;\ x=12.75\text{m}$$

$$M_{\max}=M_t\left(1+\alpha x-\frac{1}{3}\alpha^3x^3+\frac{1}{6t}\alpha^3x^4\right)$$

$$=49305\left(1+0.104\times12.75-\frac{1}{3}\times0.104^3\times12.75^3+\frac{0.104^3\times12.75^4}{6\times19.8}\right)$$

$$=88700\text{kN}\cdot\text{m}$$

（3）弯矩图的计算（从0点开始取不同x值代入上下段公式）

上段：$M=M_t\left(1+\alpha x-\frac{1}{3}\alpha^3x^3+\frac{\alpha^3x^4}{6t}\right)$

下段：$M=M_te^{-\alpha t}\cos(\alpha x)$

求$M=0$的位置，令$\alpha x=\frac{\pi}{2}$，则$x=\frac{\pi}{2\alpha}=\frac{\pi}{2\times0.104}=15.1\text{m}$

当$x=\frac{\pi}{\alpha}=\frac{\pi}{0.104}=30.2\text{m}$时

$$M=49305e^{-\pi}=\frac{49305}{23.2}=2125\text{kN}\cdot\text{m}$$

当$x=\frac{2\pi}{\alpha}=\frac{2\pi}{0.104}=60.4\text{m}$时

$$M=49305e^{-2\pi}=\frac{49305}{535.5}=92\text{kN}\cdot\text{m}$$

弯矩图见图1-1-144b。

（4）强度验算

根据内力分析结果，最大弯矩$M=88700\text{kN}\cdot\text{m}$，该处的轴向力$N=31577\text{kN}$，混凝土强度等级采用C20，$f_c=9.5\times10^3\text{kPa}$，$f_t=1.05\times10^3\text{kPa}$。

$$e_0=\frac{M}{N}=\frac{88700}{31577}=2.8\text{m}$$

$$e_0>0.45y'_0=1.58,\ e_0<0.9y'_0=3.15\text{m}$$

$$A=\frac{\pi}{4}(D_0^2-D^2)=\frac{\pi}{4}(7^2-5^2)=18.85\text{m}^2$$

$$W=0.0982\left(\frac{D_0^4-D^4}{D_1}\right)=0.0982\left(\frac{7^4-5^4}{7}\right)=24.9$$

$$\frac{N}{A}+\frac{0.3M}{W}=\frac{31577}{18.85}+\frac{0.8\times 88700}{24.9}=4525\text{kPa}<0.95f_c\ （可）$$

$$f_{tc}=0.6f_t=0.6\times 1.05\times 10^3=630\text{kPa}$$

$$\gamma_m=0.4\frac{D}{D_0}=0.4\times\frac{5}{7}=0.29,\ \varphi=1$$

$$\varphi\frac{\gamma_m f_{tc}A}{\frac{e_0A}{W}-1}=\frac{0.29\times 0.63\times 10^3\times 18.85}{\frac{2.8\times 18.85}{24.9}-1}$$

$$=3076<N=31577\ （不合要求）$$

由于不合要求，因此需要配置不小于0.05%的构造钢筋，取$\rho=0.15\%$

$$A_s=\rho A=0.0015\times 18.85=0.02828\text{m}^2=282.8\text{cm}^2$$

选用Ⅱ级钢筋，Φ14@200，分内外两层配置。

5. 用"m"法计算井颈的算例

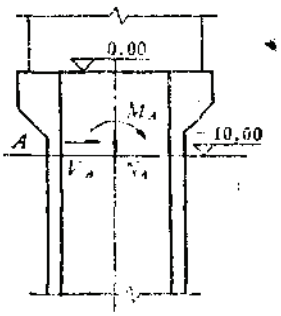


图 1-1-145　"m"法计算简图

1）已知条件

（1）负10m处设计荷载：

$$M_A=M_0=192000\text{kN}\cdot\text{m};$$

$$N_A=N_0=91400\text{kN};$$

$$V_A=V_0=3650\text{kN};$$

井壁自重$N_G=3510\text{kN}$；

（2）井颈尺寸（图1-1-145）及其他参数：

井颈外直径　$D_0=9.5\text{m}$

井颈内直径　$D=7.5\text{m}$

井颈混凝土弹性模量　$E_c=3\times 10^7\text{kN/m}^2$

系数$m=6000\text{kN/m}^4$

2）计算基础变形系数

井颈惯性矩：

$$I=0.0491(D_0^4-D^4)=0.0491(9.5^4-7.5^4)=244\text{m}^4$$

井颈计算宽度：

$$b_p=0.9(D_0+1)=0.9(9.5+1)=9.45\text{m}$$

$$\alpha=\sqrt[5]{\frac{mb_p}{E_cI}}=\sqrt[5]{\frac{6000\times 9.45}{3\times 10^7\times 244}}=0.09502$$

井塔基础对井颈的影响深度：

$$Y=\frac{4}{\alpha}=\frac{4}{0.09502}=42.1$$

3）计算负10m处的位移及转角φ_0，井颈换算长度按$\bar{h}=\alpha Y=4$来计算

$$\delta_{VV}=\frac{1}{\alpha^3E_cI}\cdot\frac{B_3D_4-B_4D_3}{A_3B_4-A_4B_3}$$

$$=\frac{1}{0.09502^3\times3\times10^7\times244}\times2.441=3.887\times10^{-7}$$

$$\delta_{MV}=\frac{1}{\alpha^2E_cI}\cdot\frac{A_3D_4-A_4D_3}{A_3B_4-A_4B_3}$$

$$=\frac{1}{0.0952^2\times3\times10^7\times244}\times1.625=2.459\times10^{-6}$$

$$\delta_{VM}=\frac{1}{\alpha^2E_cI}\cdot\frac{B_3C_4-B_3C_3}{A_3B_4-A_4B_3}$$

$$=\frac{1}{0.0952^2\times3\times10^7\times244}\times1.625=2.459\times10^{-6}$$

$$\delta_{MM}=\frac{1}{\alpha E_cI}\cdot\frac{A_3C_4-A_4C_3}{A_3B_4-A_4B_3}$$

$$=\frac{1}{0.0952\times3\times10^7\times244}\times1.751=2.517\times10^{-5}$$

$$x_0=V_0\delta_{VV}+M_0\delta_{VM}=3650\times3.887\times10^{-7}+192000\times2.459\times10^{-6}$$
$$=6.14\times10^{-3}$$

$$\varphi_0=-(V_0\delta_{MV}+M_0\delta_{MM})$$
$$=-(3650\times2.459\times10^{-6}+192000\times2.517\times10^{-5})$$
$$=-57.305\times10^{-5}$$

$$M_y=\alpha^2E_cIx_0A_3+\alpha E_cI\varphi_0B_3+M_0C_3+\frac{V_0}{\alpha}D_3$$

M_y 值计算表 ($\alpha=0.09502$) 表 1-1-87

$\bar{h}=\alpha y$	$y=\frac{\bar{h}}{\alpha}$	$405798A_3$	$-396583B_3$	$192000C_3$	$38413D_3$	M_y(kN·m)
0.0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	192000
0.1	1.05	−69	4	192000	3841	195776
0.3	3.16	−1826	267	191988	11524	201953
0.5	5.26	−8441	2077	191850	19203	204689
0.7	7.37	−23195	7976	191194	26864	202839
0.9	9.47	−49260	21789	189166	34458	196131
1.1	11.58	−89892	48595	183926	41876	184505
1.3	13.68	−148100	94703	174196	48907	169706
1.5	15.79	−226719	167560	153896	55173	149940
1.7	17.89	−328080	275596	124103	60163	131782
1.9	20.00	−453666	427907	73926	62985	111152
2.0	21.05	−525650	523583	39698	63239	100870
3.0	31.57	−1436760	2391414	−900073	−34236	20345
4.0	42.10	−655072	4675658	−3440371	−579095	1120

竖井井颈设计实例统计表（m）　　表 1-1-88

序号	矿井名称	净直径或长×宽	提升方式	井颈上段		井颈下段		墩座		总高
				高	厚	高	厚	高	厚	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	通化副井	2×4.6	单绳	10.0	1.6～0.6	3.8	0.4	1.2	1.0	15
2	红透山铜矿	5.8	多绳	12.32	1.0～0.7	8.3	0.5	1.5	1.0	22.12
3	青城子方井	2.07×4.9	单绳	10.0	1.5	7.0	0.6	1.0	1.0	18.0
4	弓长岭铁矿主井	8.0	单绳	8.0	1.5	4.0	0.6	1.5	1.5	13.5
5	弓长岭铁矿副井	6.0	单绳	5.75	1.0	4.25	0.6	1.7	1.5	11.7
6	小官庄主井	4.7	多绳	8.0	1.0	17.0	0.8	2.2	1.3	27.2
7	小官庄副井	6.0	多绳	16.0	5.0			2.0	1.7	18.0
8	小官庄2号副井	7.0	多绳	3.0	1.3			2.0	2.0	32.0
9	顾家台主井	5.5	多绳	15.95	1.0			4.75	2.85	20.7
10	顾家台东副井	4.0	多绳	15.25	1.0			4.75	2.70	20
11	哈图金矿（方井）	2.2×4.42	单绳	3.0	0.5～0.7	2.0	0.35	1.2	0.7	6.2
12	六道湾	6.0	单绳	2.5	1.0	2.65	0.6	0.6	1.0	6.25
13	白银小铁山主井	5.5	单绳	4.0	1.0	8.0	0.5	2.9	1.9	14.9
14	白银小铁山副井	4.0	单绳	3.5	1.2～4.5	1.5	1.2			5.0
15	白银铜矿副井	6.0	多绳	6.0	1.0	4.0	0.5	2.0	1.4	12.5
16	白银铜矿主井	4.0	多绳	4.0	1.0	11.20	0.6	1.8	1.5	17.0
17	白银铜矿北风井	4.6	单绳	4.13	1.20	4.0	0.6	1.8	2.2	12.5
18	柏坊铜矿竖井	3.5	单绳	4.0	1.0	15.56	0.4	1.44	1.0	21.0
19	祁连山铜矿	4.6	单绳	4.65	1.5～2.3	4.06	0.6	1.60	1.2	10.31
20	金川三矿区东主井	4.5	多绳	13.40	0.6	5.6	0.7	1.6	19.4	20.6
21	金川龙首矿新1号井	5.5	单绳	3.70	1.80	5.0	0.7	1.3	1.4	10.0
22	白乃庙（方井）	2.2×4.8	单绳	5.35	1.0	3.15	0.5	1.15	1.1	9.65
23	南河沟坑大井	5.5	多绳	3.50	1.0	9.6	0.5	1.9	1.4	15.0
24	寿王坟铜矿（主井）	6.0	单绳	5.0	1.0	5.0	0.5			10.0
25	玉石洼副井	4.5	多绳	8.0	0.9～1.3	8.0	0.6	3.0	1.8	19.0
26	上泉铁矿	4.5	单绳	7.0	0.8	6.0	0.6	2.0	1.1	15.0
27	会理镍矿（方井）	2.2×4.6	单绳	2.5	0.85	14.45	0.35	1.05	0.75	18.0
28	红安蓝石矿	5.0	单绳	5.0	0.80	8.0	0.5			16.0
29	程潮铁矿措施井	6.0	多绳	11.0	0.7～1.0	14	0.5	1.0	1.0	26.0
30	程潮铁矿主井	6.5	单绳	4.5	1.0					4.0
31	大广山铁矿主井	4.0	多绳	14.0	1.0			2.5	2.5	16.5
32	金峪主井	5.0	多绳	2.5	0.8	6.0	0.5	1.5	0.8	9.0
33	凡口铅锌矿主井	5.2	多绳	8.5	1.0	33	1.0～1.5			41.5
34	凡口铅锌矿副井	5.5	多绳	4.0	1.0	8.1	0.6	24	1.0	33.5
35	大厂锡矿2号井	6.0	多绳	4.25	1.0	14.5	0.7	1.5	1.2	20.0
36	三水石膏矿	5.0	单绳	5.00	1.0	8.85	0.7			13.85
37	长营岭主井	4.0	多绳	6.00	0.5					
38	长营岭副井	5.5	多绳	4.0	0.7	1.0	0.5	5.0		5.0
39	香夼铅锌矿（方井）	2.4×4.7	单绳	4.0	1.5	3.5	0.75	1.5	1.2	9.0
40	蓬莱县氟石矿	3.5	单绳	2.0	1.2	3.0	0.8			5.0
41	白石岭铅锌矿	4.0	单绳	3.8	1.5	5.4	0.3	0.6		
42	金岭召口矿区主井	6.0	单绳	6.20	1.4～0.8	2.2	0.7	2.2	1.7	10.6
43	滁县铜矿副井	5.8	单绳	8.00	1.2	3.37	0.7	1.5	1.9	12.692
44	月山铜矿主井（方井）	2.62×3.22	单绳	3.17	1.0	4.52	0.6	2.0	1.5	9.42

续表

序号	矿井名称	净直径或长×宽	提升方式	井颈上段 高	井颈上段 厚	井颈下段 高	井颈下段 厚	壁座 高	壁座 厚	总高
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
45	凤凰山铜矿（混合井）	5.7	多绳	4.0	1.1	9.0	0.7	2.0	1.2	15.0
46	凤凰山铜矿新明井	5.5	多绳	4.0	1.1	1.0	0.5			14
47	狮子山铜矿（混合井）	6.5	多绳	35.2	0.7		0.7	2.0	1.7	37.2
48	金口岭主井	5.6	多绳	8.4	1.0～0.8	5.0	0.5	2.0	1.2	15.0
49	西石门主井	5.0	多绳	2.7	1.2	5.1	0.8	1.2	1.5	9.0
50	西石门主井	5.5	多绳	13.0	1.4	5.2	0.6	1.8	1.5	20
51	冷山铁矿副井	4.0	单绳	4.0	1.0	4.2	0.5	1.8	1.3	12
52	涅槃铁矿罐笼井	5.5	单绳	9.0	1.0	4.8	0.6	1.2	1.2	15
53	德德铜矿主井	4.6	单绳	3.5	1.0			1.5	1.8	6
54	水平铜矿主井	3.0	单绳	7.4	1.0～0.4	1.9	0.25	1.5	1.05	10.8
55	武山铜矿主井	4.0	多绳	3.8	1.0			1.5	1.05	5.0
56	银山铅锌矿2号井	2.9×4.47	单绳	4.0	2.5	4.2	1.2	2.0	2.7	9.0
57	701矿主井（方井）	2.2×3.55	单绳	5.0	1.2～0.75	14.63	0.5	1.1	1.3	20.063
58	锦州石棉矿	5.0	单绳	4.5	1.0			1.0	1.5	5.5
59	锦州石棉矿充填井	4.7	多绳	4.4	1.0					4.4
60	南京石膏矿	5.5	单绳	11.00	0.6					11
61	广东三水石膏矿	5.0	单绳	5.0	1.0	9.0	0.7			14
62	锦屏磷矿主井	5.0	单绳	2.7	0.8	1.9	0.5	1.3	1.0	5.9
63	向山硫铁矿主井	1.866×5.79	单绳	3.5	1.0	3.5	0.5	1.0	1.0	8.0
64	711矿1号竖井	4.5	单绳	5.3		2.0	0.5	2.3	1.5	7.3
65	711矿4号竖井	5.5	多绳	2.9	1.0	12.10	0.7	2.6	1.85	18
66	719矿1号竖井	5.0	多绳	3.3	1.0	9.20	0.5	2.5	1.5	15
67	745 1号竖井	5.5	多绳	3.0	1.0	3.0	0.7	2.0	1.5	8
68	杨家仗子混合井	6.5	单绳	4.3	1.0	18.85	0.7	2.2	1.45	24.85
69	山东焦家金矿	4.5	单绳	5.65	1.0	8.7	0.5	1.05	1.0	15

井颈设计尺寸初选参考表 表 1-1-89

井筒直径 (m)	井壁厚度 (mm)	井颈上段厚度 (mm)	井颈下段厚度 (mm)	壁座水平投影宽度 b (m)	壁座高度 h (m)
3.0	200～350	800	400	0.8	1.5
3.5	200～350	800	400	0.8	1.5
4.0	200～350	800	400	0.9	1.7
4.5	250～400	1000	500	0.9	1.7
4.7	250～400	1000	500	0.9	1.7
5.0	300～400	1000	500	0.9	1.7
6.0	300～450	1200	700	1.60	1.9
6.5	300～450	1200	700	1.00	1.9

$$=0.09502^2\times3\times10^7\times244\times6.14\times10^{-8}A_s$$

$$-0.09502\times3\times10^7\times244\times57.305\times10^{-8}B_s$$

$$+192000C_s+\frac{3650}{0.09502}D_s$$

$$=405796A_3-398583B_3+192000C_3+38413D_3$$

4）计算结果

在上式中M_y的单位为kN·m，按$\bar{z}=\alpha y$不同值，查表1-1-84得A_3、B_3、C_3、D_3的各次不同的一组数值，依次代入上式得井颈不同深度处的弯矩，计算结果见表1-1-87。

竖井井颈设计实例见表1-1-88。井颈设计尺寸选取值可参考表1-1-89。

1.6 竖井井筒支护设计

1.6.1 对建筑材料的要求

竖井工程是矿山生产的咽喉部位，属于矿山地下工程中的一级建筑物，因此对井壁支护材料有较严格的要求。

（1）木材，应选用上等木材，不能使用腐朽、蛀孔、岔节和劈裂的木材，使用前应经过防腐处理。

（2）石材，必须是质地致密、坚硬、不易风化的石灰岩、硬砂岩或花岗岩等，其抗压强度不低于40MPa。

（3）水泥，在不受化学侵蚀作用的竖井中，我国南北方均可采用普通硅酸盐水泥；在有侵蚀作用的竖井中，如地下涌水量较大或有海水渗漏等，应采用矿渣硅酸盐水泥，但该种水泥耐冻性差、干缩性大并有泌水现象；在有硫酸盐类侵蚀作用的竖井中，应采用火山灰质硅酸盐水泥（粉煤灰硅酸盐水泥），这种水泥抗冻性能差。

根据矿井建设的具体条件，选用合适的水泥品种，见表附-6-44～表附6-46。

（4）混凝土，是竖井支护最常用的建筑材料，当采用整体式混凝土井壁时，宜采用混凝土强度等级为C10～C25；当采用整体式钢筋混凝土井壁时，宜采用C20～C30；预制钢筋混凝土井壁应采用C30～C40。

（5）钢筋，钢筋混凝土井壁的受力钢筋，宜采用Ⅱ、Ⅲ级钢筋。受力筋直径一般为16～25mm，不宜小于12mm，也不宜大于40mm，通常采用双面对称布置。

为了保证内、外层钢筋的位置和共同作用，应设置横向拉筋，直径为8～12mm，间距为500×500mm左右。

钢筋保护层厚度应视井壁所受侵蚀作用情况，一般内壁为30～70mm；外壁为50～100mm；对预制钢筋混凝土井壁为30～50mm。

1.6.2 作用在井壁上的荷载

1.6.2.1 井筒侧压力计算

竖井井筒地压问题，国内外均进行了大量试验研究工作，提出了各种地压理论。但终因地层本身的复杂性、所处环境的影响、施工方法及施工速度、支护材料和结构形式的不同等各种因素，至今尚没有一套完整的地压理论和准确的计算公式。目前我国有关部门和单位根据不同情况通常选用如下几种竖井地压计算方法。

1．按松散体理论计算

1）按平面挡土墙理论计算

无论对矩形或圆形井筒，都将井壁视作平面挡土墙来考虑，见图1-1-146所示。

第n层顶面上的垂直压力：

$$\sum_{i=1}^{n-1}\gamma_i h_i=\gamma_1 h_1+\gamma_2 h_2+\cdots\cdots+\gamma_{n-1}h_{n-1} \tag{1-1-226}$$

第n层底面上的垂直压力：

$$\sum_{i=1}^{n}\gamma_i h_i=\gamma_1 h_1+\gamma_2 h_2+\cdots\cdots+\gamma_n h_n \tag{1-1-227}$$

对于任一分层，其顶面的侧压力：

$$q'_{nk}=\left(\sum_{i=1}^{n-1}\gamma_i h_i\right)\mathrm{tg}^2\left(\frac{90^\circ-\phi_n}{2}\right) \tag{1-1-228}$$

对于任一分层，其底面的侧压力：

$$q''_{nk}=\left(\sum_{i=1}^{n}\gamma_i h_i\right)\mathrm{tg}^2\left(\frac{90^\circ-\phi_n}{2}\right) \tag{1-1-229}$$

式中 q'_{nk}、q''_{nk}——分别为第n层岩石的顶面和底面的侧压力标准值，kN/m²；

γ_1、$\gamma_2\cdots\cdots\gamma_n$——不同岩层的重力密度，kN/m³；

h_1、$h_2\cdots\cdots h_n$——不同岩层的厚度，m；

ϕ_1、$\phi_2\cdots\cdots\phi_n$——不同岩层的内摩擦角(°)。

2）按圆柱形挡土墙理论计算

对圆形井筒按平面挡土墙来模拟井壁，则计算出的地压值偏大，因为井壁实际上是个圆柱面，岩体向内移动时有相互挤紧作用，从而增加了岩体本身的稳定性，减少了对井壁的压力，其计算公式如下(图1-1-147)：

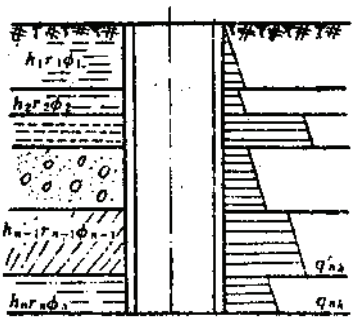


图 1-1-146 竖井地压分层计算图

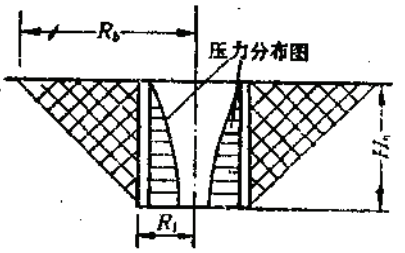


图 1-1-147 圆柱形挡土墙主动土压力计算图

$$q_{nk}=\gamma_n R_1\frac{\mathrm{tg}\left(\frac{90^\circ-\phi_n}{2}\right)}{\lambda-1}\left[1-\left(\frac{R_1}{R_b}\right)^{1-\lambda}\right]+Q\left(\frac{R_1}{R_b}\right)^{\lambda}\mathrm{tg}^2\left(\frac{90^\circ-\phi_n}{2}\right) \tag{1-1-230}$$

$$R_b=R_1+H_n\mathrm{tg}\left(\frac{90^\circ-\phi_n}{2}\right) \tag{1-1-231}$$

式中 R_1——井筒的外半径，m；

γ_n——计算层岩层的重力密度，kN/m³；

H_n——计算层岩层的埋深，m；

Q——计算层岩层顶面处的单位面积上的荷重，kPa；

q_{nk}——井壁所受侧压力标准值，kPa；

λ——侧压力系数，$\lambda = 2\mathrm{tg}\phi_n \mathrm{tg}\left(45° + \frac{\phi_n}{2}\right)$；

ϕ_n——计算层岩层的内摩擦角(°)。

2．按悬浮理论及重液理论计算

1）悬浮体地压计算公式

见图1-1-148所示，在计算含水岩层地压时，由于水对岩体的悬浮作用，应当用悬浮重力密度代替天然重力密度。悬浮重力密度是指土颗粒浸没在水中时测得的重力密度。悬浮重力密度为：

$$\gamma_B = \frac{\Delta - \gamma_0}{1+\varepsilon} \tag{1-1-232}$$

$$\varepsilon = \frac{V_2}{V_1} \tag{1-1-233}$$

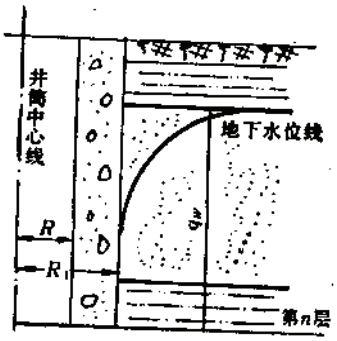


图 1-1-148　作用在井壁上的静水压力

式中　γ_B——悬浮重力密度，kN/m³；

Δ——土颗粒的干重力密度，kN/m³；

γ_0——水的重力密度，kN/m³；

ε——土层的孔隙比；

V_1——土颗粒的体积，m³；

V_2——原状土内孔隙的体积，m³。

静水压力的作用，静水压力一般以计算土层层面至水柱面的水柱高度来表示，见图1-1-148所示。设井筒通过n层岩层，其中在地下水位线$A-A$以上的岩层为m层，以下为$m\sim n$层，则n层底面处的静水压力

$$q_{nK} = \sum_{i=m+1}^{n} \gamma_W h_i \tag{1-1-234}$$

式中　q_{WK}——第n层底面处的静水压力，kPa；

γ_W——水的重力密度，kN/m³；

h_i——各层岩层的高度，m。

由于井壁渗漏而使作用在井壁上的压力减小到q'_{WK}：

$$q'_{WK} = \frac{1}{1+KC} q_{WK} \tag{1-1-235}$$

$$c = \frac{(\ln r_0 - \ln R_1)}{(\ln R_1 - \ln R)} \tag{1-1-236}$$

$$k = \frac{k_e}{k_s} \tag{1-1-237}$$

式中　R——井筒的内半径，m；

R_1——井筒的外半径，m；

r_0——渗漏影响半径，m；

k_c——井壁的渗透系数；

k_s——井筒围岩的渗透系数。

静水压力折减系数：

$$\alpha=\frac{q'_{WK}}{q_{WK}}=\frac{1}{1+k_e} \tag{1-1-238}$$

一般取$\alpha=0.8\sim0.9$。

因此在地下水位以下第n层岩层顶面的压力为：

$$q'_{nk}=\left[\sum_{i=1}^{m}\gamma_i h_i+\sum_{i=m+1}^{n-1}(\gamma_B)_i h_i\right]\mathrm{tg}^2\left(45^\circ-\frac{\phi_n}{2}\right)+\alpha\sum_{i=m+1}^{n-1}\gamma_W h_i \tag{1-1-239}$$

第n层岩层底面处的压力：

$$q''_{nk}=\left[\sum_{i=1}^{m}\gamma_i h_i+\sum_{i=m+1}^{n}(\gamma_B)_i h_i\right]\mathrm{tg}^2\left(45^\circ-\frac{\phi_n}{2}\right)+\alpha\sum_{i=m+1}^{n}\gamma_W h_i \tag{1-1-240}$$

式中 $\sum_{i=1}^{m}\gamma_i h_i$——地下水位以上各岩层单位面积上重力之和，kPa；

$\sum_{i=m+1}^{n-1}(\gamma_B)_i h_i$——地下水位以下第$n$层顶面以上各岩层单位面积上重力之和，kPa；

$\sum_{i=m+1}^{n}(\gamma_B)_i h_i$——地下水位以下第$n$层底面以上各岩层单位面积上重力之和，kPa；

γ_B——土颗粒悬浮重力密度，kN/m³。

2）重液地压计算公式

见图1-1-149所示，把表土的含水冲积层、流砂层视为水、土混合的重液，其计算公式为：

$$q_{GK}=\gamma H \tag{1-1-241}$$

式中 q_{GK}——按重液理论计算的侧压力标准值，kPa；

γ——水、土混合重液的重力密度，kN/m³；

H——计算点处的深度，m。

3．基岩中软弱夹层的地压

在基岩中，由于竖井通过的岩层不同，其稳定性程度也不同，对于稳定或较稳定的基岩中的竖井地压，一般可不作计算，依据构造要求和竖井装备的需要，选取井壁厚度和支护材料。

基岩中的软弱夹层（煤、泥质页岩、绿泥石化矽卡岩、绢云母片岩、粘土软夹层等）对井壁施加的压力较大，需要对软弱夹层中的井壁厚度进行验算。

1）计算极限深度H_0

按图1-1-150所示，极限深度计算如下。

井筒周边的稳定条件：

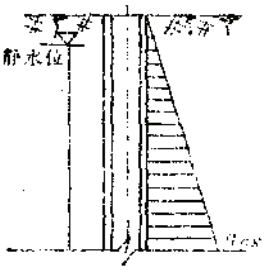


图 1-1-149　重液公式地压分布图

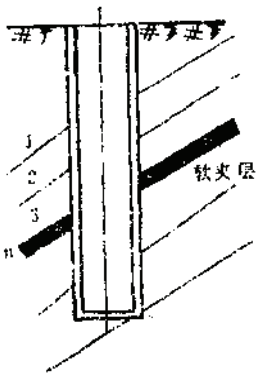


图 1-1-150　软弱夹层计算图
1、2、3……n—岩层的序号

$$\sigma_{max} \leq 2C \cdot tg\left(45° + \frac{\phi}{2}\right) \tag{1-1-242}$$

对于任一软弱夹层，如果在该深度上的最大主应力为：

$$\sigma_{max} = \sigma_z = \sum_{i=1}^{n} \gamma_i h_i \tag{1-1-243}$$

则

$$\sum_{i=1}^{n} \gamma_i h_i \leq 2C \cdot tg\left(45° + \frac{\phi}{2}\right) \tag{1-1-244}$$

$$H_0 = \frac{2C}{\gamma} tg\left(45° + \frac{\phi}{2}\right) \tag{1-1-245}$$

如果最大主应力为：

$$\sigma_{max} = \sigma_\theta = \frac{2\nu}{1-\nu} \sum_{i=1}^{n} \gamma_i h_i \tag{1-1-246}$$

则

$$\frac{2\nu}{1-\nu} \sum_{i=1}^{n} \gamma_i h_i \leq 2C \cdot tg\left(45° + \frac{\phi}{2}\right) \tag{1-1-247}$$

$$H_0 = \frac{1-\nu}{\nu} \cdot \frac{C}{\gamma} tg\left(45° + \frac{\phi}{2}\right) \tag{1-1-248}$$

式中　γ_i——第i层岩层的重力密度，kN/m³；

h_i——第i层岩层的厚度（铅垂方向），m；

C——软弱夹层内聚力，kPa；

ϕ——软弱夹层内摩擦角（°）；

σ_θ、σ_z——分别为软弱夹层计算点距井筒中心为R_1（井筒外半径）处的切向应力和竖向应力，kPa；

γ——计算面以上的岩（土）平均重力密度，kN/m³；

ν——软弱夹层的泊松比。

如果计算压力处的深度小于H_0时，说明软弱夹层不会破坏，能承受上覆岩层的压力，且不致于对井壁施加很大的压力；如果计算压力处的深度大于H_0时，则说明开凿后井邦的应力集中，使该岩层内出现非弹性变形区，在这个变形区内的破碎岩石或塑性流动岩石将对井壁施加压力。这时必须计算井壁承受的压力。

2）软弱夹层地压计算

软弱夹层地压根据软弱岩层非弹性变形区的地压特征不同而采取不同的地压计算方法。

（1）当非弹性变形区内岩石发生崩解时，将产生松散地压。此时，可用松散体理论计算公式，即平面挡土墙理论或圆柱形挡土墙理论来计算；当有含水层时，可用悬浮理论和重液理论的地压公式计算。

（2）当非弹性变形区内的岩石发生塑性流动时，将出现变形地压，通常出现在以下条件的围岩中：

围岩本身属于由粘土质矿物组成的岩石，如粘土页岩等；

围岩发生化学蚀变，变成能产生较大塑性变形的岩石；

由于某种原因，如井筒较深、采场影响使该处的岩石承受的压力过大，引起塑性流动，以致围岩表面缓慢地向巷道空间移动。

当出现变形地压时，将井筒视作薄壁圆筒，根据弹性理论得到井壁上压力和变形的关系式为：

$$q_{ak}=\frac{U_bE_b\left[1-\left(\frac{R}{R_1}\right)^2\right]}{2R} \tag{1-1-249}$$

式中 q_{ak}——围岩作用在井壁外表面上的压力，kPa；

U_b——井壁内表面的径向位移，m；

E_b——井壁材料的弹性模量，kPa，

R——井筒内半径，m；

R_1——井筒外半径，m。

圆形巷道的周边位移公式为：

$$U_a=\frac{R_1\sin\phi(\sigma+C\cdot\mathrm{ctg}\phi)}{2G}\left[\frac{(\sigma+C\cdot\mathrm{ctg}\phi)(1-\sin\phi)}{(q_{bk}+C\cdot\mathrm{ctg}\phi)}\right]^{\frac{1-\sin\phi}{2\sin\phi}} \tag{1-1-250}$$

$$\sigma=\frac{\nu}{1-\nu}\gamma H \tag{1-1-251}$$

$$G=\frac{E_b}{2(1+\nu)} \tag{1-1-252}$$

式中 U_a——围岩的径向位移，m；

q_{bk}——支架给围岩的反力，kPa；

其余符号同前。

由于$q_{ak}=q_{bk}$、$U_a=U_b$，所以（1-1-249）和（1-1-250）两个公式中只有两个未知数，即地压（等于支架反力）以及围岩的径向位移量（等于支架径向变形量），因此可以求解。

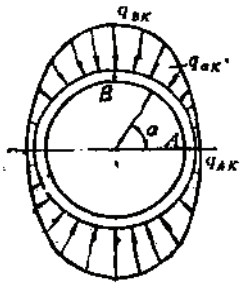


图 1-1-151　不均匀地压分布

4．不均匀侧压力计算

在一般情况下进行井壁厚度设计时，主要是考虑均匀地压。但在一些特殊条件下，比如由于地层构造，岩石性质的差异，冻结法凿井时的冻结孔偏斜及冻结和解冻不均匀等；在施工时发生涌砂透水等事故，造成地表下沉；壁后充填或注浆质量等多种原因，都可产生不均匀地压。

弄清不均匀地压的分布曲线很困难，为了简便起见，一般假定作用于井壁上的不均匀地压呈正弦函数变化规律分布；如图1-1-151所示。

其计算式为：

$$q_{\alpha k}=q_{Ak}(1+\beta\sin\alpha) \tag{1-1-253}$$

$$\beta=\frac{q_{Bk}}{q_{Ak}}-1 \tag{1-1-254}$$

当$\alpha=90°$时：

$$q_{Bk}=q_{Ak}(1+\beta) \tag{1-1-255}$$

式中　β——不均匀侧压力系数；

q_{Ak}、q_{Bk}——分别为A点（最小）和B点（最大）侧压力标准值，kPa；

α——计算点处的角度（°）。

不均匀侧压力系数应根据井筒所穿过岩层的水文地质、工程地质、施工方法等诸因素与实践经验综合确定，一般可按表1-1-90选取。

侧压力不均匀系数β值（%）　　表 1-1-90

序号	凿井方法	地质条件	非含水层		含水层	
			松散的	塑性的	塑性的	流动的
1	普通方法	平缓岩层	5	5	10	10
2	同　上	急倾斜岩层	5	10	—	—
3	冻结方法		—	—	10	10

不均匀地压可按以下三种方法计算：

（1）最小地压

$$q_{Ak}=q_{Wk}+q_{ok} \tag{1-1-256}$$

最大地压

$$q_{Bk}=q_{Ak}(1+\beta) \tag{1-1-257}$$

$$\beta=\frac{\mathrm{tg}^2\left(45°-\frac{\phi_1}{2}\right)}{\mathrm{tg}^2\left(45°-\frac{\phi_1}{2}\right)}-1 \tag{1-1-258}$$

$$\left.\begin{aligned}\phi_1&=\phi-3°\\ \phi_2&=\phi+3°\end{aligned}\right\} \tag{1-1-259}$$

式中　q_{Wk}——计算处由于水而产生的侧压力标准值，kPa；

q_{nk}——计算处由于岩（土）产生的侧压力标准值，kPa；

ϕ——计算处岩（土）的内摩擦角（°）。

（2）最大地压q_{Bk}取该处水、土侧压力值，最小地压取最大地压减去0.5倍土压，即

最大地压 $$q_{Bk}=q_{Wk}+q_{nk} \tag{1-1-260}$$

最小地压 $$q_{Ak}=(q_{Wk}+q_{nk})-0.5q_{nk} \tag{1-1-261}$$

$$\beta=\frac{q_{BK}}{q_{AK}}-1=\frac{q_{Wk}+q_{nk}}{q_{Wk}+0.5q_{nk}}-1 \tag{1-1-262}$$

（3）假定水压沿井筒四周均匀分布，只有岩压呈现不均匀分布，沿井壁外周任一点地压为：

$$q_{nk}=q_{Wk}+q_{nk}(1+\beta\sin\alpha) \tag{1-1-263}$$

最小地压：

$$q_{Ak}=q_{Wk}+q_{nk} \tag{1-1-264}$$

最大地压：

$$q_{Bk}=q_{Wk}+q_{nk}(1+\beta) \tag{1-1-265}$$

1.6.2.2 井筒施工时的临时荷载

1. 井筒壁后注浆压力

影响注浆压力的因素比较复杂，主要有地质和水文地质条件、注浆工艺、注浆材料和注浆时间等。

压力分布规律随地质条件和注浆工艺而异，在设计中通常假定压力沿井壁外围均匀径向分布，其值：

（1）取注浆时压力读数的三分之一至一倍。

（2）按经验公式：

对混凝土井壁 $$q_c=q_0+(0.8\sim1.3) \tag{1-1-266}$$

对料石井壁 $$q_c=q_0+(0.5\sim0.8) \tag{1-1-267}$$

对络木素等化学注浆的终压

$$q_c=q_0+(0.3\sim0.5) \tag{1-1-268}$$

式中 q_c——注浆终压，MPa；

q_0——静水压力，MPa；

(0.3～1.3)——富裕压力，MPa。

（3）用下列公式进行验算：

对薄壁圆筒井壁：

$$\frac{bd\phi f_c}{R_1}-q>q_c \tag{1-1-269}$$

对厚壁圆筒井壁：

$$\frac{(R_1^2-R^2)\phi f_c}{2R_1^2}-q>q_c \tag{1-1-270}$$

按能量理论计算：

$$\frac{(R_1^2-R^2)\phi f_c}{\sqrt{3}R_1^2}-q>q_c \tag{1-1-271}$$

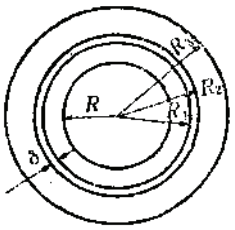


图 1-1-152　竖井冻胀力计算图

式中　q——地层等其他荷载对井壁的设计压力，MPa；

f_c——井壁材料抗压强度设计值，MPa；

ϕ——井壁构件纵向稳定系数；

其余符号同前。

2．冻结压力

采用冻结法凿井时，浇注井壁后，壁后一部分冻土被融化，经过一定的时间后又重新冻结，使部分冻土体积增大，对井壁产生压力，称为冻胀力。冻结压力包括地层原始应力、冻胀力、粘土吸湿后自身体积膨胀力。

当考虑软土对冻土的阻力时，冻胀力可按下式计算（图1-1-152）：

$$q_{zh}=\frac{\delta}{R_1}\cdot\frac{1}{\frac{1}{E_1}\left\{\frac{R_3^2+R_1^2}{R_3^2-R_1^2}-\frac{4R_3^2R_1^2}{(R_3^2-R_1^2)^2\left[\frac{R_3^2+R_1^2}{R_3^2R_1^2}+\frac{E_1}{E_2}(1+\nu_2)-\nu_1\right]}\right\}+\frac{R_1^2+R^2}{E_3(R_1^2-R^2)}+\frac{\nu_1}{E_1}-\frac{\nu_3}{E_3}}\quad(1\text{-}1\text{-}272)$$

若外圈软土对冻土的阻力很小时，E_2可略去不计，这时的冻胀力为：

$$q_{zh}=\frac{\delta}{R_1}\cdot\frac{1}{\frac{R_3^2+R_1^2}{(R_3^2-R_1^2)E_1}+\frac{R_1^2+R^2}{(R_1^2-R^2)E_3}+\frac{\nu_1}{E_1}-\frac{\nu_3}{E_3}}\quad(1\text{-}1\text{-}273)$$

$$\delta=R_1-\sqrt{R_1^2-(R_3^2-R_1^2)n\cdot\alpha\cdot i}\quad(1\text{-}1\text{-}274)$$

式中　n——孔隙度，%；

α——水的体积膨胀系数；

i——土壤在负温度下的含水量，%；

E_1——冻土弯形模量，MPa；

E_2——软土变形模量，MPa；

E_3——混凝土变形模量，Mpa；

ν_1——冻土泊松比；

ν_2——软土泊松比；

ν_3——混凝土泊松比；

q_{zh}——冻胀压力，MPa；

R——井筒净半径，m；

R_1——井筒外半径，m；

R_2——冻土墙内半径，m；

R_3——冻土墙外半径，m；

δ——冻胀时引起的径向位移，m。

影响冻结压力的主要因素有：土的性质、井筒深度、冻结温度、井壁结构和施工工艺。表1-1-91列出了我国有关部门的实测资料，供设计时参考。

冻结压力实测表 表 1-1-91

测点编号	矿井名称	土层名称	埋深 (m)	冻结深度 (m)	最大冻结压力 (MPa)
1	芦岭西风井	粘土	35.7	240	1.12
2	兴隆庄主井	粘土	59	220	1.2～1.39
3	兴隆庄主井	粘土	88.5	220	1.23～1.34
4	红阳一井	粘土	90	116	1.63
5	芦岭西风井	粘土	96	240	1.66
6	潘一东风井	粘土	137	320	1.6～2.42
7	兴隆庄主井	粘土	151	220	1.45～1.71
8	芦岭西风井	粘土	179	240	2.26
9	芦岭西风井	土质砂	24.2	240	0.62
10	芦岭西风井	土质砂	45	240	1.06
11	红阳一井	亚砂土	67	116	0.19
12	芦岭西风井	土质砂	102.6	240	2.53
13	芦岭西风井	土质砂	108.5	240	0.86
14	潘一东风井	砂质粘土	110	320	1.6～2.07
15	兴隆庄主井	砂质粘土	142.5	220	1.4～1.63
16	兴隆庄主井	砂质粘土	168.5	220	0.83～1.83
17	潘一东风井	砂质粘土	170	320	2.2～2.55
18	潘一东风井	粗中砂	40	320	0.04～0.23
19	红阳一井	粗砂	61	116	0.02
20	潘一东风井	粗中砂	70	320	0.43～1.09
21	芦岭西风井	细砂	67.2	240	0.46
22	芦岭西风井	细砂	155.4	240	0.85
23	潘一东风井	粗中砂	220	320	1.1～1.89
24	红阳一井	砂砾	82	116	0.12
25	兴隆庄主井	砂砾	118	220	0.75～1.42
26	潘一东风井	砂砾	278	320	1.89～3.07

3. 温度应力

用普通法施工时和在生产期间，井壁温度变化不大，设计井壁时可不考虑温度应力，但在冻结法施工的井筒中，井壁温差较大，温差可达30～40℃，当温度下降时，井壁收缩受外界约束（外壁受冻土约束，内壁受外壁约束），不能自由变形，产生纵向约束温度拉应力，当井壁和围岩间不设滑动层时，井壁内产生纵向拉应力。混凝土井壁的纵向温度拉应力公式为：

$$\sigma = \alpha E \Delta t \tag{1-1-275}$$

式中 σ——混凝土井壁纵向温度拉应力，MPa；

E——混凝土降温时的弹性模量，MPa；

α——混凝土的线膨胀系数，一般可取$\alpha = 1.0 \times 10^{-5} 1/℃$；

Δt——混凝土的降温温差，℃。

4. 井筒吊挂力

井筒吊挂力的计算公式如下：

$$N_k=\pi\gamma H(R_1^2-R^2)-F \tag{1-1-276}$$

式中　N_k——井筒吊挂力标准值，kN；

H——吊挂段高度，m；

γ——井壁材料重力密度，kN/m³；

R_1——井筒外半径，m；

R——井筒内半径，m；

F——吊挂井壁和围岩之间的摩擦力，kN。

1.6.2.3　地震力

在地震烈度为7度以上的地震区，设计竖井时应考虑地震荷载，井壁结构横向惯力为：

$$q_k=\alpha k_c Q \tag{1-1-277}$$

式中　α——根据结构动力性质、地震荷载特性确定的系数，取$\alpha=1$；

Q——井壁结构重力，kN；

k_c——地震系数，当烈度为7、8、9度时，k_c分别为1/40、1/20、1/10。

在地震烈度大于7度时，应考虑地层压力增加值，当烈度为7、8、9度时，内摩擦角ϕ分别增减为±3°、±4°、±6°。

1·6·3　井　壁　计　算

1·6·3·1　井壁类型与选择

根据井壁材料、井筒断面形状和施工方法的不同，井壁可分为以下几种类型。

1．整体式井壁

整体式井壁是用不低于C15级混凝土或钢筋混凝土浇注而成，厚度一般不小于250mm。其特点是强度高，耐火性好，防水性强，施工速度较快，成本较低。

根据井筒断面的形状，整体式井壁分为圆形和矩形两种，特殊情况下也有椭圆形的。

在一般情况下，通常采用混凝土圆形井壁；当遇有不稳定岩层、断层、流砂层、急倾斜岩层以及采用冻结法施工的井筒段或经计算采用素混凝土不能满足强度要求时，则应采用钢筋混凝土圆形井壁。其特点是强度高、柔性大、能抵抗较大的压力和由不均匀地压而产生的力矩。

在侧压力不大的情况下，或者由于原竖井的木井框需要更换，木材短缺或避免以后再次更换，均可采用混凝土或钢筋混凝土矩形井壁。矩形井壁的断面有效利用率高，掘进工程量小，适合于大、中、小型的井筒或木井框改造的井筒。

2．砌筑式井壁

砌筑式井壁是用块材加胶结材料砌筑而成，胶结材料通常采用$M_m7.5$～M_m10水泥砂浆。砌筑式井壁又可按块材的种类和大小分为料石井壁、混凝土块井壁、砖井壁和大型砌块井壁。

1）料石井壁

料石井壁一般取坚硬砂岩、花岗岩或石灰岩，强度等级不低于$MU40$，加工成长×宽×高为300×250×150mm或350×250×150mm的五面光的扇形，每块重约40～50kg。

使用这种井壁的优点是便于就地取材，施工简单、节省模板。

2）混凝土砌块井壁

混凝土砌块井壁，砌块用C15～C20级混凝土预制。当起重设备允许时，可制成大型混凝土砌块，否则，可制成与料石规格相同的混凝土预制块，采用M_m100水泥砂浆做胶结材料。

混凝土砌块井壁的强度比料石井壁的低，目前采用较少。

3）砖井壁

砖井壁是用红砖或缸砖加水泥砂浆砌筑而成。由于块小，搬运和砌筑作业劳动强度低，材料来源广，成本低。其缺点是井壁强度低，耐久性差，施工效率低。只适用于水泥、石材缺乏的地区和服务年限较短的小型矿山。

4）大型砌块井壁

大型砌块井壁一般采用不低于C20级的混凝土块制成。根据起重能力，每块重可达600～1800kg。

大型砌块井壁便于机械化施工，比其他类型的砌筑式井壁效率高，劳动强度低。成本低。

总的来说，对于砌筑式井壁，存在着施工速度慢、劳动强度大、成本高和井壁防渗透性差等缺点。目前应用的越来越少。

3．复合井壁

复合井壁是由两层以上的井壁组合而成，多用于冻结法凿井的永久性支护，也可用于具有膨胀性质的岩层中和较大地应力的岩层中，可以解决由冻结压力、膨胀压力和温度应力等所引起的井壁破坏，达到防水、高强、可滑动三方面的要求。

由于所用材料及其组合形式的不同，复合井壁的类型较多，见图1-1-153所示。

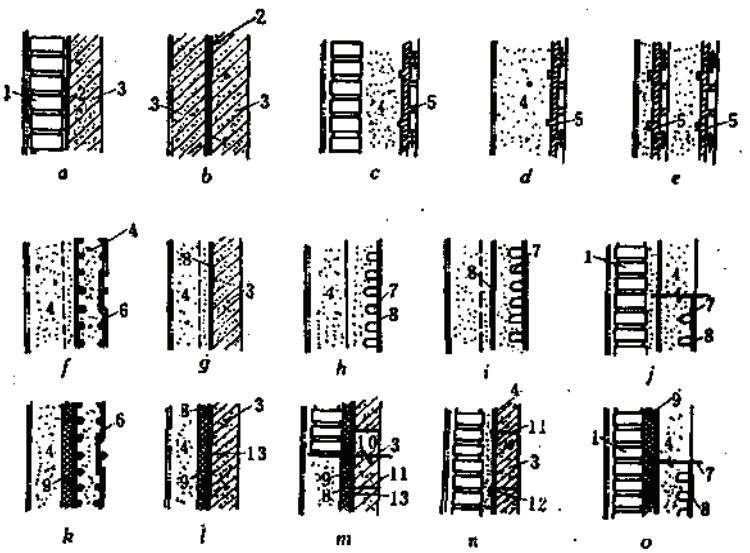


图 1-1-153 复合井壁组合类型

1—预制砌块；2—塑料板；3—钢筋混凝土；4—混凝土；5—铸铁丘宾块；6—组合型钢；7—锚拉环；8—钢板；9—沥青；10—钢筋混凝土；11—柔性环垫层；12—柔性密封环；13—涂沥青层

4．喷射混凝土井壁

在稳定和中等稳定岩层中，无较大腐蚀介质影响，无大面积渗、淋水和局部涌水，或者经过处理有效时，可采用喷射混凝土井壁。一般对于风井、采用钢丝绳罐道的提升井，

采用喷射混凝土井壁尤其显示出材料消耗少、掘进工程量少、成本低和施工速度快等优点。其具体选择和计算见第八章。

5．装配式井壁

1）木井框

木井框分密集式和间隔式两种。密集式多用于穿过比较松散和侧压力较大的地层中的竖井，侧压较小时可用间隔式木井框。间隔式木井框因安设的方式和方向的不同，又分为悬吊式和架立式间隔木井框两种。

木井框结构简单，施工方便，但强度低，防火、防水性能差，仅用于木材来源丰富，服务年限较短的中、小型矿山。

（1）密集式木井框参见图1-1-154。

密集式木井框由井框长边和短边、罐道梁、罐道、稳定柱、基础井框组成。

其中罐道梁除用于固定罐道外，同时也起井框长边中间支撑点的作用，纵向间距为1～2m。

稳定柱的作用在于联系上下数层井框为一整体，增加井框的横向刚度和纵向的稳定性。稳定柱的长度一般为4～6m，断面为150×150～200×200mm。

基础井框一般沿井框短边设置，其伸出部分的长度一般为500～800mm。它的作用是承受上一分段或者悬吊下一分段井框的全部重量。

上下两个基础井框之间的距离称为分段高。当围岩稳定，自下而上架设时，分段高一般为4～6m，或者还可大一些。

为便于放置基础井框，一边的梁窝应比另一边梁窝长一些，上下层基础井框的深或浅深窝应轮流交替布置，以免对井筒一边的强度削弱偏多。

（2）架立式间隔木井框参见图1-1-155。

这种井框除了井框间的支撑柱和背板外，其余与密集井框相同。

由支撑柱隔开的井框间距为0.5～1.5m，视围岩稳定情况而定。

这种井框的优点是构造简单，节省木材，架设速度快。由于架设前很难再用临时支架，所以这种井框只适用于允许有较大暴露面的稳定岩层。

（3）悬吊式间隔木井框参见图1-1-156。

这种井框之间借助于挂钩联系，不设稳定柱，井框一般用方木制作。

悬吊式间隔木井框自上而下架设，施工时围岩暴露面可以减少，段高可以达到20～30m，适用于围岩稳定较差的条件。其缺点是金属部件消耗量大，加工和安装复杂。

（4）对木井框的各构件之间的连接应力求简单、牢固、耐用。

井框长短边的各种接头形式见图1-1-157所示。*a*和*b*两种形式可用于各种形式的木井框接头；*c*和*d*用于密集井框接头；*e*也属于密集井框接头的一种，适用于围岩整体性好，不易于掉块的竖井中，它比*c*和*d*形式节省材料。

罐道梁与稳定柱的连接见图1-1-158所示。为了安装方便，一侧刻长槽，另一侧刻短槽，上下两层交替。

稳定柱与稳定柱之间搭接结构见图1-1-159所示，其搭接形式基本和木罐道的搭接相同。

稳定柱与井框长边的连接见图1-1-160所示，可用长铁钉钉牢。

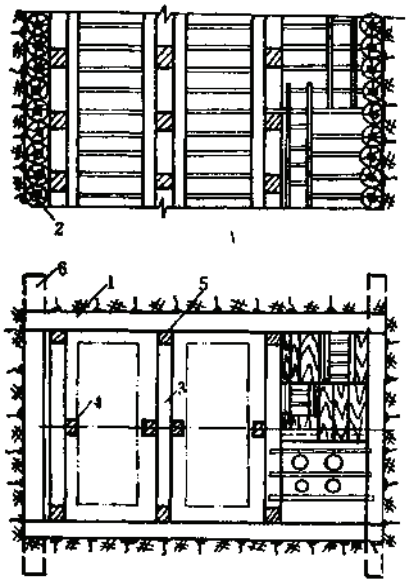


图 1-1-154 密集式木井框

1—井框长边；2—井框短边；3—罐道梁；4—罐道；5—稳定柱；6—基础井框

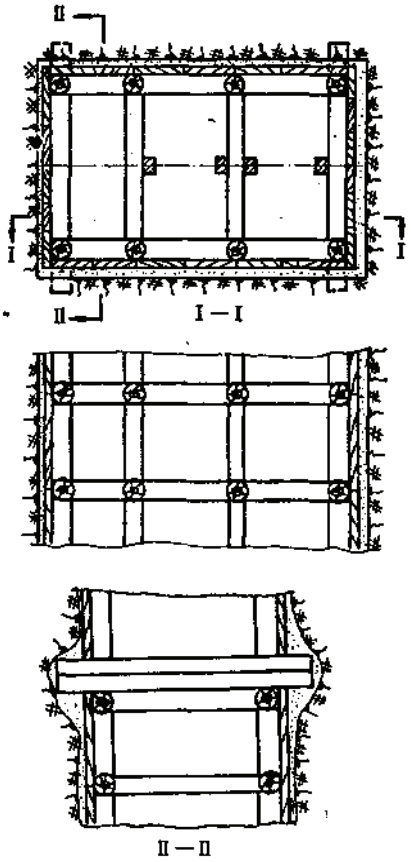


图 1-1-155 架立式间隔木井框

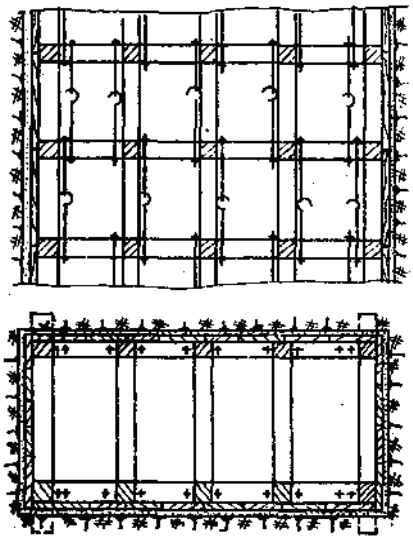


图 1-1-156 悬吊式间隔木井框

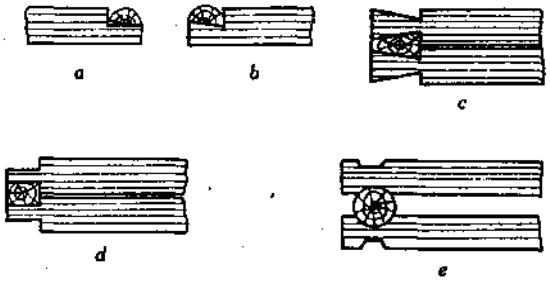


图 1-1-157 木井框的构件连接

a—单面连接；b—单面斜接；c—双面斜接；d—双面平接；e—凹槽接头

罐道梁与罐道的连接，可直接用螺栓连接，见图1-1-161，如果用方木作罐道梁，可用配件角钢来连接。

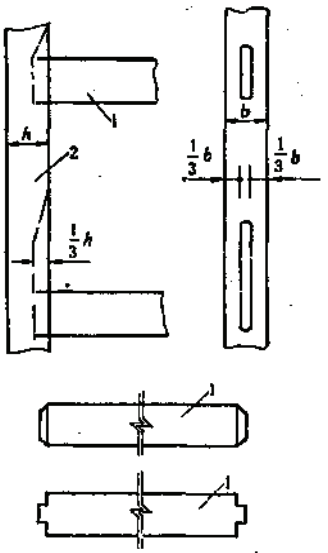


图 1-1-158　罐道梁与稳定柱连接

1—罐道梁；2—稳定柱

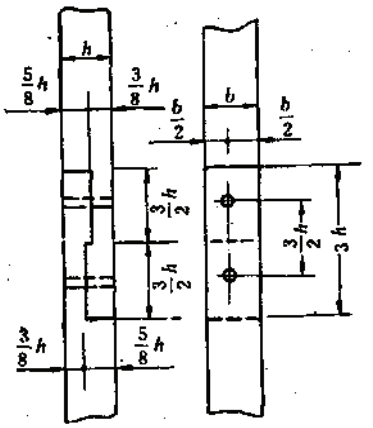


图 1-1-159　稳定柱连接

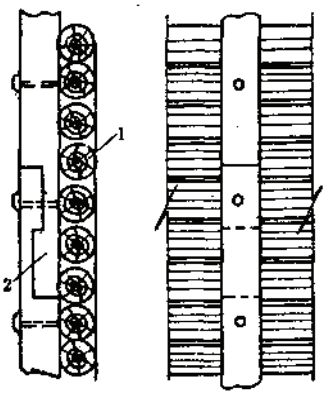


图 1-1-160　稳定柱与井框长边连接

1—井框长边；2—稳定柱

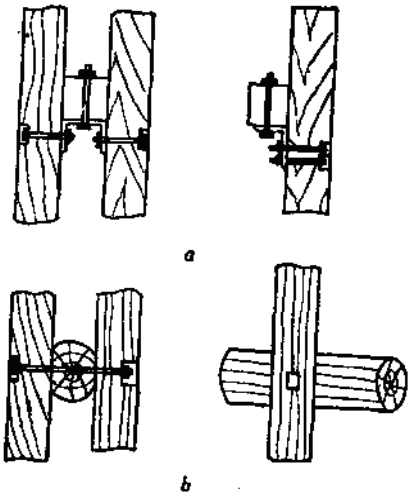


图 1-1-161　罐道与罐道梁连接

2）弧板井壁

这种井壁是在地面先预制成大块弧板，在井下装配后，进行壁后注浆而成。

其材料由钢筋混凝土大块弧板、螺栓、壁后注浆材料和抹缝材料组成（钢和铸铁大块弧板用的很少）。

钢筋混凝土弧板分为有肋和无肋两种类型。在苏联有肋钢筋混凝土弧板又分为

BHNOMIIIC型和CTK型两种，无肋钢筋混凝土弧板主要有УБГ型。苏联使用较多的是前两种。我国煤炭系统在杨庄和范各庄采用的均是仿苏CTK型钢筋混凝土弧板。有肋钢筋混凝土弧板结构见图1-1-162所示。

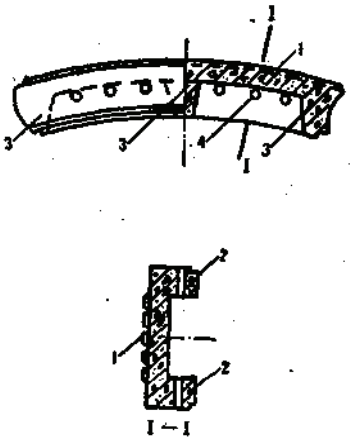


图 1-1-162 有肋钢筋混凝土弧板支架

1—弧形旗板；2—圆周肋；3—径向肋；4—螺栓孔

大块弧板井壁的优点是由于充填了防水填料，所以防水性能较好，井壁质量得到了保证；若采用机械化安装时，其施工速度快、效率高。缺点是施工技术复杂，制造和安装机械化水平要求高。1953年我国开始使用，至今采用的仍然很少。

1.6.3.2 圆形井壁在均布荷载作用下的计算

实践证明，在稳定岩层中，井壁受到破坏是极少见的。个别井壁的破坏大多是由于受滑波、采场移动的影响，或由于岩层的构造应力所致。在极不稳定岩层条件下，常常由于地压不均匀，遇有膨胀性质的岩层或由于采用特殊法施工发生事故而引起井壁破坏。

选择井壁厚度应根据地质条件、井筒直径、井壁材料等因素，通过计算和实践经验相结合的方法进行选择，以达到安全可靠、经济合理的目的。我国通常采用的井壁厚度为300～600mm。在减薄井壁厚度的可能性方面，国内外都进行了实践和尝试。在稳定的岩层中，当井筒直径不大时，井壁厚度可以降到200mm。

1．圆形井壁厚度的估算

1）设计荷载的计算

在以下的井壁结构设计中，所采用的侧压力均为设计荷载，设计荷载是由标准荷载乘以各项系数所得，其通式为：

$$q=\gamma_0\left(\gamma_G q_{GK}+\gamma_{Q1}q_{Q1K}+\sum_{i=2}^{n}\gamma_{Qi}\psi_{ci}q_{QiK}\right) \tag{1-1-278}$$

式中 q——设计侧压力，kPa；

q_{GK}——永久性侧压力的标准值（由1.6.2中的相应公式计算所得），kPa；

q_{Q1K}、q_{QiK}——可变侧压力标准值中的最大的侧压力和第 i 个侧压力标准值，kPa；

其余符号同前。

2）井壁厚度估算

（1）按厚壁理论计算：

$$d=R\left(\sqrt{\frac{f_c}{f_c-2q}}-1\right) \tag{1-1-279}$$

（2）按薄壁理论计算：

$$d=\frac{qR_1}{f_c}=\frac{qR}{f_c-q} \tag{1-1-280}$$

（3）按能量理论计算：

$$d=R\left(\sqrt{\frac{f_c}{f_c-\sqrt{3}q}}-1\right) \tag{1-1-281}$$

式中　d——井壁厚度，m；

q——井壁单位面积上所受侧压力设计值，kPa；

R——井筒内半径，m；

R_1——井筒外半径，m；

f_c——井壁材料的抗压强度设计值，kPa。

2．井壁横向稳定性验算

井壁厚度初选后，应对井壁圆环的横向稳定性进行验算，当不能满足稳定性要求时，就得调整井壁的厚度，使之符合要求。

为了保证井壁的横向稳定性，井壁横向长细比不得超过下列规定：

对混凝土井壁，$\frac{L_0}{d}\leqslant 24$；

对钢筋混凝土井壁，$\frac{L_0}{d}\leqslant 30$。

在均布荷载作用下，井壁横向稳定性按下式计算：

$$k=\frac{Ebd^3}{4R_1^3q(1-\nu)}\geqslant 2.5 \tag{1-1-282}$$

式中　E——井壁材料受压时的弹性模量，kPa；

b——井壁圆环计算高度，一般取 $b=1$ m计算；

R_0——井壁截面中心至井筒中心的距离，m；

ν——井壁材料的泊松系数，混凝土井壁时，取$\nu=0.15$；

L_0——井壁圆环的横向换算长度，按$L_0=1.82R_0$计算，m。

3．圆环井壁的内力计算

在均布侧压力作用下的圆环井壁，根据内外半径的比值，分为薄壁筒和厚壁筒两种。习惯上通常以井壁厚度和井筒内半径的比值划分。

当$\frac{d}{R}<\frac{1}{10}$时，按薄壁圆筒计算，见图1-1-163。

井壁截面内轴向力为：

$$N=qR_1 \tag{1-1-283}$$

井壁截面内应力为：

$$\sigma=\frac{qR_1}{bd} \tag{1-1-284}$$

当$\frac{d}{R}\geqslant\frac{1}{10}$时，按厚壁圆筒计算，见图1-1-164。

任一点的径向应力：

$$\sigma_r=\frac{R_1^2q}{R_1^2-R^2}\left(1-\frac{R^2}{R_x}\right) \tag{1-1-285}$$

任一点的环向应力：

$$\sigma_\theta=\frac{R_1^2q}{R_1^2-R^2}\left(1-\frac{R^2}{R_x}\right) \tag{1-1-286}$$

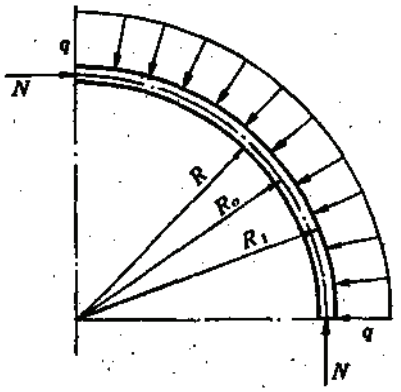


图 1-1-163 薄壁圆筒应力分布

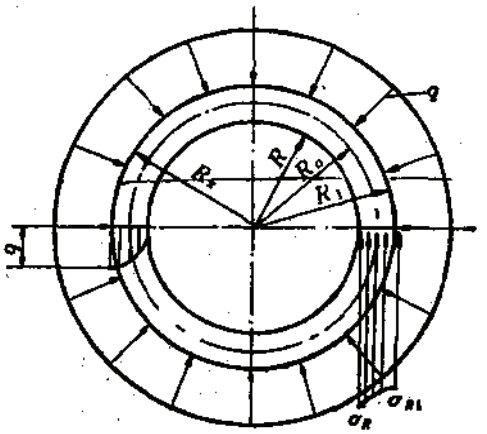


图 1-1-164 厚壁圆筒应力分布

由以上两式可见，任一点的环向应力大于径向应力，并且最大环向应力发生在井壁内缘。

当$R_x=R_1$时，$\sigma_r=q$，井壁外缘环向应力为：

$$\sigma_{R_1}=\frac{R_1^2+R^2}{R_1^2-R^2}\ q=\frac{q(R_1^2+R^2)}{2dR_0} \tag{1-1-287}$$

式中 R_x——井壁截面内计算点到井筒中心的距离，m；

其余符号同前。

当$R_x=R$时，$\sigma_r=0$，井壁内缘环向应力为：

$$\sigma_R=\frac{2R_1^2q}{R_1^2-R^2}=\frac{qR_1^2}{dR_0} \tag{1-1-288}$$

式中 符号同前。

由于井筒深度较大，可按平面应变问题处理，井壁将在三向受力状态下工作，并且假设材料处于塑性状态，其体积不变，所以取泊松系数$\nu=0.5$，则可得出下列应力计算公式：

井壁任一点的环向应力：

$$\sigma_\theta=\frac{\sqrt{3}\,R_1^2R^2q}{(R_1^2-R^2)R_x^2} \tag{1-1-289}$$

当$R_x=R$时，即最大环向应力发生在井壁内缘：

$$\sigma_R=\frac{\sqrt{3}\,R_1^2q}{R_1^2-R^2}=\frac{\sqrt{3}\,R_1^2q}{2R_0d} \tag{1-1-290}$$

当$R_x=R_1$时，在井壁外缘处环向应力为：

$$\sigma_{R_1}=\frac{\sqrt{3}\,R^2q}{R_1^2-R^2}=\frac{\sqrt{3}\,R^2q}{2R_0d} \tag{1-1-291}$$

4．圆形井壁的强度验算和钢筋混凝土井壁配筋计算

1）强度验算

当为薄壁圆筒时：

$$q \leqslant \frac{\varphi f_c d}{R_1} \tag{1-1-292}$$

当为厚壁圆筒时：

$$q \leqslant \frac{\varphi f_c (R_1^2 - R^2)}{2R_1^2} \tag{1-1-293}$$

当按能量强度理论计算时：

$$q \leqslant \frac{\varphi f_c (R_1^2 - R^2)}{\sqrt{3}\, R_1^2} \tag{1-1-294}$$

式中　q——井壁承受的侧压力设计值，kPa；

f_c——井壁材料的设计抗压强度设计值，kPa；

f_{cc}——素混凝土的轴心设计抗压强度设计值，其值按混凝土设计强度表中的轴心抗压强度乘以0.95系数选用，kPa；

φ——井壁圆环的纵向稳定系数。

当井壁材料为素混凝土时，式中f_c应选用f_{cc}值计算。

2）配筋计算

当按上述的强度验算不能满足要求时，可以加厚井壁或提高井壁材料的强度。当为混凝土井壁时，可采用配置钢筋的方法来解决。

对薄壁圆筒：

$$A'_s = \frac{bR_1 q}{\varphi f'_Y} - \frac{bdf_c}{f'_Y} \tag{1-1-295}$$

对厚壁圆筒：

$$A'_s = \frac{bR_1^2 q}{\varphi R_0 f'_Y} - \frac{bdf_c}{f'_Y} \tag{1-1-296}$$

按能量理论计算时：

$$A'_s = \frac{\sqrt{3}\, bR_1^2 q}{2R_0 \varphi f'_Y} - \frac{bdf_c}{f'_Y} \tag{1-1-297}$$

式中　A'_s——受压钢筋截面面积，m^2；

f_c——混凝土轴心抗压强度设计值，kPa；

f'_Y——纵向钢筋的抗压强度设计值，kPa；

b——井壁圆环计算宽度，取$b = 1$ m计算；

d——井壁圆环计算高度，即为井壁厚度，m；

φ——钢筋混凝土稳定系数。

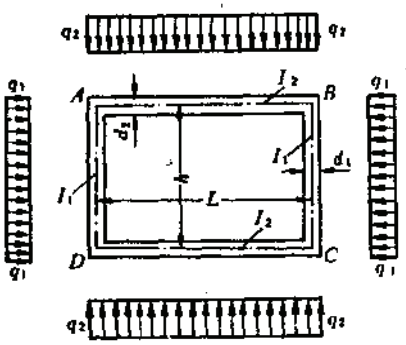


图 1-1-165　矩形井筒计算图

1.6.3.3　矩形、椭圆形井筒的计算，圆形井筒在非均布荷载作用下的计算

1．内力计算

1）矩形截面井筒的内力计算

取1m长的井筒作为计算单位，四角看作刚性节点，如图1-1-165所示。

令

$$k=\frac{h}{L}\cdot\frac{I_2}{I_1} \tag{1-1-298}$$

则四角A、B、C、D各点的弯矩：

$$M_{A,B,C,D}=-\frac{kq_1h^2+q_2L^2}{12(k+1)}b \tag{1-1-299}$$

跨中弯矩分别为：

$$M_L=\frac{3kq_2L^2+q_2L^2-2kq_1h^2}{24(k+1)}b \tag{1-1-300}$$

$$M_h=\frac{3q_1h^2+kq_1h^2-2q_2L^2}{24(k+1)}b \tag{1-1-301}$$

轴向力：

$$N_L=\frac{1}{2}(h+d_2)bq_1 \tag{1-1-302}$$

$$N_h=\frac{1}{2}(L+d_1)bq_2 \tag{1-1-303}$$

式中 I_1、I_2——分别为井壁两个边的惯性矩，m^4；

M_L、M_h——分别为L边和h边的跨中弯矩，kN·m；

$M_{A,B,C,D}$——为四角A、B、C、D点的弯矩，kN·m；

N_L、N_h——分别为沿L和h边的轴向力，kN；

d_1、d_2——分别为井筒两边的厚度，m；

q_1、q_2——井壁长、短边所受设计侧压力，kPa；

L、h——井壁长、短边计算长度，m。

当$q_1=q_2$时：

$$M_{A,B,C,D}=-\frac{(kh^2+L^2)bq_1}{12(k+1)} \tag{1-1-304}$$

$$M_L=\frac{(3kL^2+L^2-2kh^2)bq_1}{24(k+1)} \tag{1-1-305}$$

$$M_h=\frac{(3h^2+kh^2-2L^2)bq_1}{24(k+1)} \tag{1-1-306}$$

$$N_L=\frac{1}{2}(h+d_2)bq_1 \tag{1-1-307}$$

$$N_h=\frac{1}{2}(L+d_1)bq_1 \tag{1-1-308}$$

当$q_1=q_2$，$h=L$，$d_1=d_2$时，为一等厚的正方形井筒，此时$k=1$：

$$M_{A,B,C,D}=-\frac{bq_1L^2}{12} \tag{1-1-309}$$

$$M_{L,h}=\frac{bq_1L^2}{24} \tag{1-1-310}$$

$$N_{L,h}=\frac{1}{2}(L+d_1)bq_1 \tag{1-1-311}$$

当$q_1=0$时：

$$M_{A,B,C,D}=-\frac{bq_2L^2}{12(k+1)} \tag{1-1-312}$$

$$M_L=\frac{(3kL^2+L^2)bq_2}{24(k+1)} \tag{1-1-313}$$

$$M_h=-\frac{bq_2L^2}{12(k+1)} \tag{1-1-314}$$

$$N_L=0 \tag{1-1-315}$$

$$N_h=\frac{1}{2}(L+d_1)bq_2 \tag{1-1-316}$$

当$q_2=0$时：

$$M_{A,B,C,D}=-\frac{kbq_1L^2}{12(k+1)} \tag{1-1-317}$$

$$M_L=-\frac{kbq_1h^2}{12(k+1)} \tag{1-1-318}$$

$$M_h=\frac{(3h^2+kh^2)bq_1}{24(k+1)} \tag{1-1-319}$$

$$N_L=\frac{1}{2}(h+d_2)bq_1 \tag{1-1-320}$$

$$N_h=0 \tag{1-1-321}$$

2）非均布荷载作用下的井壁圆环内力计算

根据荷载分布的不同分三种情况：

（1）径向荷载不均匀（图1-1-166）。

A、B两点内力为：

$$N_A=bq_AR_1(1+0.758\beta) \tag{1-1-322}$$

$$N_B=bq_AR_1(1+0.5\beta) \tag{1-1-323}$$

$$M_A=-0.149\beta bq_AR_1^2 \tag{1-1-324}$$

$$M_B=0.137\beta bq_AR_1^2 \tag{1-1-325}$$

式中　M_A、M_B——A、B截面上的弯矩，kN·m；

N_A、N_B——A、B截面上的轴向力，kN；

β——不均匀侧压力系数，按表1-1-90查得；

q_A——A点的压力设计值，kPa。

（2）两向荷载均匀对称分布（图1-1-167）。

A、B两点内力为：

$$N_A=bqR_1 \tag{1-1-326}$$

$$N_B=0 \tag{1-1-327}$$

$$M_A=-0.25bqR_1^2 \tag{1-1-328}$$

$$M_B=0.25bqR_1^2 \tag{1-1-329}$$

式中　q——两向对称设计侧压力，kPa；

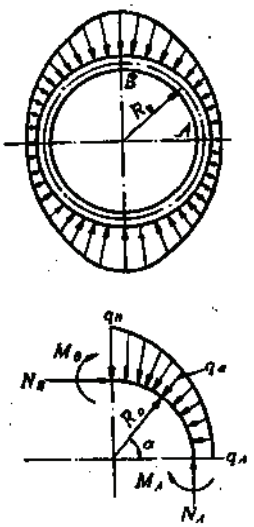


图 1-1-166 受不均匀侧压力圆环内力计算图

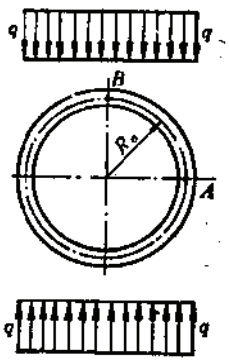


图 1-1-167 受双向对称荷载作用圆环内力图

其余符号同前。

（3）四向荷载均布对称（图1-1-168）。

A、B两点内力为：

$$N_A = bq_1R_1 \tag{1-1-330}$$

$$N_B = bq_2R_1 \tag{1-1-331}$$

$$M_A = -0.25b(q_1 - q_2)R_1^2 \tag{1-1-332}$$

$$M_B = 0.25b(q_1 - q_2)R_1^2 \tag{1-1-333}$$

3）椭圆形井筒内力计算

如图1-1-169所示，A、B两点内力为：

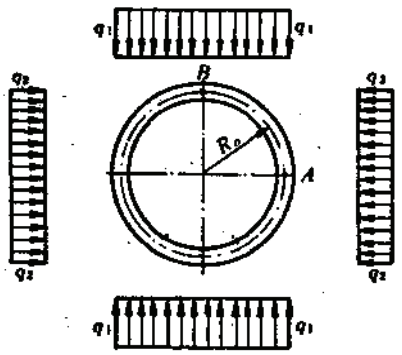


图 1-1-168 受四向对称荷载作用内力计算简图

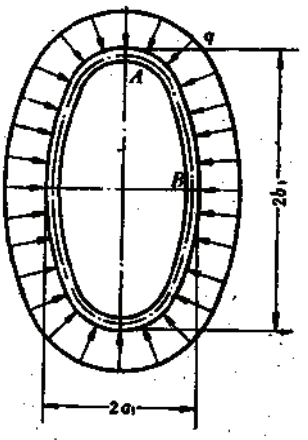


图 1-1-169 受均布荷载作用的椭圆形井筒内力图

$$N_A = bqb_1 \tag{1-1-334}$$

$$N_B = bqa_1 \tag{1-1-335}$$

$$M_A = -abqa_1^2 \tag{1-1-336}$$

$$M_B = \lambda b q a_1^2 \tag{1-1-337}$$

式中　a_1、λ——系数，见表1-1-91。

α、λ 系 数 表　　表 1-1-92

a/b	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0
λ	0.625	0.391	0.237	0.133	0.057	0
α	0.871	0.496	0.283	0.148	0.060	0

2．井壁强度计算和配筋计算

矩形、椭圆形井筒及圆形井筒在非均匀侧压力作用下，井壁圆环或井框承受弯矩和轴向力的作用，其强度和配筋按偏心受压构件计算。

1）对素混凝土的强度验算

素混凝土井壁强度按下式计算：

$$e_0 = \frac{M}{N}$$

当$e_0 \leqslant 0.9Y_0'$时：

$$N \leqslant \varphi f_{cc} b(d - 2e_0) \tag{1-1-338}$$

当按此式计算时，对$e_0 \geqslant 0.45Y_0'$时，应在混凝土受拉区配置构造钢筋，其配筋率不小于构件截面积的0.05%。

当$e_0 \geqslant 0.45Y_0'$时，其抗拉强度按下式验算：

$$N \leqslant \frac{1.75\varphi f_{tc} bd}{\frac{6e_0}{d} - 1} \tag{1-1-339}$$

式中　N——轴向力设计值，kN；

M——弯矩设计值，kN·m；

φ——混凝土构件稳定系数；

f_{cc}——素混凝土抗压强度设计值，其值由混凝土强度表中规定值乘以0.95确定，kPa；

f_{tc}——素混凝土抗拉强度设计值，其值由混凝土强度表中规定值乘以0.6确定，kPa；

Y_0'——截面重心至受压区边缘的距离，m；

b——井壁构件计算宽度，常取 $b = 1$ m；

d——井壁构件计算高度，也即井壁厚度，m；

e_0——偏心距，m。

2）钢筋混凝土井壁的强度验算和配筋计算

（1）强度验算

当井壁圆环为偏心受压时，其截面强度必须满足下式：

$$N \leqslant f_{cm} b d_0 \xi + j_Y' A_s' - \sigma_s A_s \tag{1-1-340}$$

$$Ne \leqslant f_{cm} b d_0^2 \xi(1 - 0.5\xi) + j_Y' A_s'(d_0 - d_s') \tag{1-1-341}$$

$$e = \eta e_i + \frac{d}{2} - a_s \tag{1-1-342}$$

$$e_i = e_0 + e_a \tag{1-1-343}$$

$$e_a = 0.12(0.3d_0 - e_0) \tag{1-1-344}$$

$$e_0 = \frac{M}{N} \tag{1-1-345}$$

$$\eta = 1 + \frac{1}{1400\frac{e_i}{d_0}}\left(\frac{1.82R_0}{d}\right)^2\zeta_1\zeta_2 \tag{1-1-346}$$

$\zeta_1 = 0.2 + 2.7\frac{e_i}{d_0}$，且当$\zeta_1 > 1$时，取$\zeta_1 = 1$

$\zeta_2 = 1.15 - 0.01\frac{1.82R_0}{d}$，当$\frac{1.82R_0}{d} < 15$时取$\zeta_2 = 1$

当 $\xi = \frac{x}{d_0} \leqslant \xi_b$时，为大偏心，此时

$$\sigma_s = f_Y \tag{1-1-347}$$

当$\xi > \xi_b$时，为小偏心受压，此时

$$\sigma_s = \frac{f_Y}{\xi_b - 0.8}\left(\frac{x}{d_0} - 0.8\right) \tag{1-1-348}$$

$\xi_b = \frac{0.8}{1 + \frac{f_Y}{0.0033E_c}}$，$\xi_b$也可由表中查得

式中 R_0——井壁中轴线至井筒中心的距离，m；

ζ_1——考虑偏心距对截面曲率的影响系数；

x——受压区高度，m；

M——弯矩设计值，kN·m；

N——轴向力设计值，kN；

f_{cm}——混凝土弯曲抗压强度设计值，kPa；

A_s、A'_s——纵向受拉及受压钢筋的截面积，m^2；

d_0——截面的有效高度（井壁有效厚度），m；

d——井壁厚度，m；

a'_s——受压钢筋合力点至截面近边的距离，m；

σ_s——受拉边或受压较小边的非预应力钢筋的应力，kPa；

f'_Y——纵向钢筋的抗压强度设计值，kPa；

f_Y——间接钢筋的抗拉强度设计值，kPa；

b——井壁计算宽度，m；

e_i——初始偏心距，m；

e_a——附加偏心距，m；

e_o——轴向力对截面重心的偏心距，m，

e——轴向力作用点至受拉钢筋合力点之距离，m；

ζ_2——考虑构件长细比对截面曲率的影响系数；

η——考虑挠度影响的轴向力偏心距增大系数；

E_c——混凝土弹性模量，kPa。

（2）井壁配筋计算

井壁圆环和矩形井壁边框非对称配筋的偏心受压构件：

当$\eta e_i > 0.3d_0$时，为大偏心受压，此时

$$A'_s = \frac{Ne - f_{cm}bd_0^2\xi_b(1-0.5\xi_b)}{f'_Y(d_0-a'_s)} \tag{1-1-349}$$

$$A_s = \frac{f_{cm}bd_0\xi_b + f'_Y A'_s - N}{f_Y} \tag{1-1-350}$$

当$\eta e_i \leqslant 3d_0$时，为小偏心受压，此时可假设充分利用 A_s 的强度，令$\sigma_s = -f_Y$，将$\xi = 1.6-\xi_b$代入下式，当$\xi > d/d_0$时，以d/d_0代入，得

$$A'_s = \frac{Ne - f_{cm}bd_0^2\xi(1-0.5\xi)}{f'_Y(d_0-a'_s)} \tag{1-1-351}$$

$$A_s = \frac{N - f_{cm}bd_0\xi}{f'_Y} - A'_s \tag{1-1-352}$$

井壁圆环或矩形井壁边框对称配筋的偏心受压构件计算：

当$\xi \leqslant \xi_b$时，按大偏心受压构件计算：

$$x = \frac{N}{f_{cm}b} \qquad \xi = \frac{x}{d_0}$$

$$A'_s = A_s = \frac{Ne - f_{cm}bd_0\xi(1-0.5\xi)}{f_Y(d_0-a')}$$

$$= \frac{Ne - f_{cm}bx\left(1-0.5\dfrac{x}{d_0}\right)}{f_Y(d_0-a')} \tag{1-1-353}$$

当$\xi > \xi_b$时，按小偏心受压构件计算：

$$\xi = \frac{N - \xi_b f_{cm}bd_0}{\dfrac{Ne - 0.5f_{cm}bd_0^2}{(0.8-\xi_b)(d_0-a')} + f_{cm}bd_0} + \xi_b \tag{1-1-354}$$

$$A'_s = A_s = \frac{Ne - \xi(1-0.5\xi)f_{cm}bd_0^2}{f'_Y(d_0-a'_s)} \tag{1-1-355}$$

井筒纵向强度验算及配筋见1.5节。

1.6.3.4　木井框计算

1．木井框内力计算

对于木井框，因为长短边接口的要求，通常采用长短边相同的截面。在计算时只计算最不利的一边即可。当长边中间有罐道梁作为中间支点时，可按连续梁计算，无支点时按简支梁计算（图1-1-170）。

井框长边（中间无支点）内力：

$$M = \frac{1}{8}qaL^2 \tag{1-1-356}$$

$$N = \frac{1}{2}qa(L_1+d) \tag{1-1-357}$$

井框短边内力：

$$M=\frac{1}{8}qaL_1^2 \qquad (1\text{-}1\text{-}358)$$

$$N=\frac{1}{2}qa(L+d) \qquad (1\text{-}1\text{-}359)$$

式中 M——井框各边跨中弯矩，kN·m；

N——井框各边的轴向力，kN；

q——侧压力设计值，kPa；

a——井框间距，m；

L——井框长边计算长度，m；

L_1——井框短边计算长度，m；

d——长短边井框的截面高度或圆木直径，m。

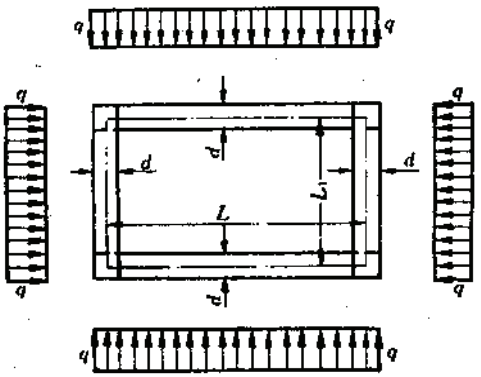


图 1-1-170 木井框内力计算

2．木井框构件截面选择

对矩形截面：

$$h=\frac{\frac{N}{b}+\sqrt{\frac{N^2}{b^2}+\frac{24Mf_c^2}{bf_m}}}{2f_c} \qquad (1\text{-}1\text{-}360)$$

如果不计算轴向力N，则

$$h=\sqrt{\frac{6M}{bf_m}} \qquad (1\text{-}1\text{-}361)$$

对圆形截面：

$$P=-\frac{4N}{\pi f_c}$$

$$q=-\frac{32M}{\pi f_{cm}}$$

$$d=\sqrt[3]{-\frac{q}{2}+\sqrt{\frac{q^2}{4}+\frac{P^3}{27}}}+\sqrt[3]{-\frac{q}{2}-\sqrt{\frac{q^2}{4}+\frac{P^3}{27}}} \qquad (1\text{-}1\text{-}362)$$

当轴向力$N=0$时：

$$d=3\sqrt{\frac{32M}{\pi f_m}} \qquad (1\text{-}1\text{-}363)$$

对方形截面：

$$P=-\frac{N}{f_c}$$

$$q=-\frac{6M}{f_m}$$

$$h=\sqrt[3]{-\frac{q}{2}+\sqrt{\frac{q^2}{4}+\frac{P^3}{27}}}+\sqrt[3]{-\frac{q}{2}-\sqrt{\frac{q^2}{4}+\frac{P^3}{27}}} \qquad (1\text{-}1\text{-}364)$$

当轴向力$N=0$时：

$$h=\sqrt[3]{\frac{6M}{f_m}} \tag{1-1-365}$$

式中　M——弯矩设计值，kN·m；

N——轴向力设计值，kN；

b——矩形截面宽度，m；

h——矩形截面高度，m；

f_c——木材顺纹抗压强度设计值，kPa；

f_m——木材抗弯强度设计值，kPa；

d——圆木直径，m。

3．木井框构件强度验算

木井框构件应按偏心受压构件计算，其强度应符合

$$\frac{N}{\varphi A_0}+\frac{Mf_c}{W_n f_m}\leqslant f_c \tag{1-1-366}$$

当$\lambda<90$时，$\varphi=\dfrac{1}{1+\left(\dfrac{\lambda}{65}\right)^2}$，

当$\lambda\geqslant 90$时，$\varphi=\dfrac{2800}{\lambda^2}$，$\lambda=\dfrac{L_0}{\sqrt{\dfrac{I}{A}}}$

当无需考虑纵向弯曲系数φ的影响时，则按下式计算：

$$\frac{N}{A_n}+\frac{Mf_c}{W_n f_m}\leqslant f_c \tag{1-1-367}$$

式中　A_0——受压构件截面的计算面积，m^2；

A_n——受压构件的净截面面积，m^2；

W_n——构件的净截面抵抗矩，m^3；

I——毛截面惯性矩，m^4；

A——构件的毛截面面积，m^2；

L_0——受压构件的计算长度，m。

4．悬吊井框金属挂钩的计算

一个分段的支架重量完全由上部支架挂钩承担，则挂钩断面应按下式确定：

$$A_s=\frac{G}{nf_y} \tag{1-1-368}$$

式中　A_s——一个挂钩的截面积，m^2；

n——挂钩数目；

G——一个分段支架的设计总重力，kN；

f_Y——挂钩材料抗拉强度设计值，一般取50×10^3kPa。

5．基础承木的计算

基础承木承受上一分段或者悬吊下一分段全部支架的重量，计算时将承木看作悬臂梁(图1-1-171)，由抗弯条件：

$$\frac{3G(L+e+d)}{4d_1h_1^2}\leqslant f_m \qquad (1\text{-}1\text{-}369)$$

支承长度L应根据下式确定：

$$L\geqslant\frac{G}{4d_1R_f} \qquad (1\text{-}1\text{-}370)$$

根据抗剪条件：

$$\frac{GS}{4Id_1}\leqslant f_v \qquad (1\text{-}1\text{-}371)$$

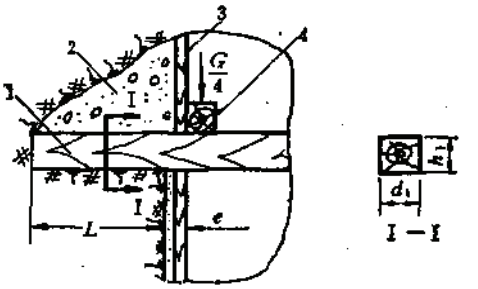


图 1-1-171 基础承木计算简图

1—承木；2—充填混凝土；3—背板；4—井框长边

式中 f_v——木材顺纹抗剪强度设计值，kPa；

I——承木的毛截面惯性矩，m^4；

d_1——承木的截面宽度，m；

S——中和轴以上的毛截面面积对中和轴的面积矩，m^3；

L——承木伸入岩壁的支承长度，m。

$d_1\times h_1$——承木截面（宽×高）尺寸，m^2；

$d\times h$——长井框木截面（宽×高）尺寸，m^2；

R_f——基础岩石的承载力设计值，kPa。

1.6.3.5 竖井支护算例

1. 地压计算

已知竖井总深230m，净直径$D=7.3$m，混凝土选用$C20$级，穿过三层岩层，各层厚度及岩性见表1-1-93。

各层岩层特征表 表 1-1-93

层 次	岩层名称	层厚h_i(m)	重度γ_i(kN/m³)	$h_i\gamma_i$(kPa)	内摩擦角
Ⅰ	砂质粘土	80	20.4	1632	18°12′
Ⅱ	硬质粘土页岩	100	20.5	2050	75°54′
Ⅲ	砂 页 岩	50	22.0	1100	76°48′

第Ⅰ层：

$$q'_{1k}=\sum_{i=1}^{1}h_i\gamma_i\mathrm{tg}^2\left(\frac{90^\circ-\varphi}{2}\right)$$

$$=80\times20.4\,\mathrm{tg}^2\left(\frac{90^\circ-18^\circ12'}{2}\right)$$

$$=855.1\mathrm{kPa}$$

底部侧压力设计值：

$$q'_1=\gamma_Q q''_{1k}=1.4\times855.1=1198\mathrm{kPa}$$

第Ⅱ层：

$$q'_{2k}=\sum_{i=1}^{2-1}h_i\gamma_i\mathrm{tg}^2\left(\frac{90^\circ-\varphi}{2}\right)$$

$$=80\times20.4\,\mathrm{tg}^2\left(\frac{90^\circ-75^\circ54'}{2}\right)$$

$$=24.96\text{kPa}$$

顶部侧压力设计值：

$$q'_3=\gamma_Q q'_{3k}=1.4\times 24.96=34.96\text{kPa}$$

$$q''_{3k}=\sum_{i=1}^{2} h_i\gamma_i \text{tg}^2\left(\frac{90^\circ-\varphi}{2}\right)$$

$$=(1632+2050)\,\text{tg}^2\left(\frac{90^\circ-75^\circ 54'}{2}\right)$$

$$=49.89\text{kPa}$$

底部侧压力设计值：　$q''_3=\gamma_Q q''_{3k}=1.4\times 49.89=69.85\text{kPa}$

第Ⅲ层：

$$q'_{3k}=\sum_{i=1}^{3-1} h_i\gamma_i \text{tg}^2\left(\frac{90^\circ-\varphi}{2}\right)$$

$$=(1632+2050)\,\text{tg}^2\left(\frac{90^\circ-76^\circ 48'}{2}\right)$$

$$=49.29\text{kPa}$$

顶部侧压力设计值：

$$q'_3=1.4\times 49.29=69.01\text{kPa}$$

$$q''_{3k}=\sum_{i=1}^{3} h_i\gamma_i \text{tg}^2\left(\frac{90^\circ-\varphi}{2}\right)$$

$$=(1632+2050+1100)\,\text{tg}^2\left(\frac{90^\circ-76^\circ 48'}{2}\right)$$

$$=64.02\text{kPa}$$

底部侧压力设计值：　$q''_3=1.4\times 64.02=89.63\ \text{kPa}$

2．井壁厚度估算

考虑井筒在不同深度其侧压力也不同，理论上应该是井筒各段壁厚不等，但实际上为了施工方便，尽量减小壁厚变化梯段乃至采取等壁厚。当某段强度不能满足时，则采用配筋方法补强。根据表 1-1-94 的计算结果选择厚度$d=0.5$m。

井壁各段侧压力及壁厚估算表(m)　　表 1-1-94

计算公式	各层侧压力 q 值 (kPa)					
	第Ⅰ层		第Ⅱ层		第Ⅲ层	
	上层	下层	上层	下层	上层	下层
	0	1198	34.94	69.85	69.01	89.63
$d=R\left(\sqrt{\frac{f_c}{f_c-2q}}-1\right)$		0.546	0.013	0.026	0.026	0.034
$d=\frac{qR}{f_c-q}$		0.505	0.013	0.026	0.026	0.033
$d=R\left(\sqrt{\frac{f_c}{f_c-\sqrt{3}q}}-1\right)$		0.458	0.011	0.023	0.022	0.029

3．稳定性计算和强度验算

稳定性计算：

$$L_e = 1.82R_e = 1.82 \times 3.75 = 6.825$$

$$\frac{L_e}{d} = \frac{6.825}{0.5} = 13.65 < 24 \text{（可，钢筋混凝土为}<30\text{）}$$

查表附-4-11得$\varphi = 0.79$

$$K = \frac{Ebd^3}{4R_0^3 q(1-\nu)}$$

$$= \frac{25.5 \times 10^6 \times 0.5^3}{4 \times 3.75^3 \times 1198(1-0.15)}$$

$$= 14.8 > 2.5 \text{（可）}$$

强度验算：

$$q = \frac{\varphi f_c(R_1^2 - R^2)}{2R_1^2}$$

$$= \frac{0.79 \times 9500(4^2 - 3.5^2)}{2 \times 4^2} = 879\text{kPa}$$

在上述各层侧压力中，凡小于879kPa者均满足强度要求。凡超过$q = 879$kPa者，壁厚500mm不能满足强度要求，均需配置钢筋。

4．配筋计算

配筋计算如下：

配筋段$h_g = 80 - \frac{879 \times 80}{1198} = 80 - 58.7 = 21.3$m

取配筋段长为22m，即井口以下58m～80m处。其余各段可不配筋。为配置得经济合理，将配筋段分两段进行计算：第一段从井口以下58m～75m，第二段从75m～80m。

第一段：

最大侧压力：

$$q = \frac{75 \times 1198}{80} = 1123 \text{ kPa}$$

$$\frac{L_e}{d} = 13.65 \quad \text{查得}\varphi = 0.93$$

选用Ⅰ级钢筋，$f'_y = 310000$kPa

$$A'_s = \frac{bR_1^2 q}{\varphi R_0 f'_y} - \frac{bd f_c}{f'_y}$$

$$= \frac{1 \times 4^2 \times 1123}{0.93 \times 3.75 \times 310000} - \frac{1 \times 0.5 \times 9500}{310000}$$

$$= 0.0013\text{m}^2 = 13\text{cm}^2$$

选Φ14@250，双层配置。

第二段：

$$A'_s = \frac{bR_1^2 q}{\varphi R_0 f'_y} - \frac{bd f_c}{f'_y}$$

$$= \frac{1 \times 4^2 \times 1198}{0.93 \times 3.75 \times 310000} - \frac{1 \times 0.5 \times 9500}{310000}$$

$$= 0.00241\text{m}^2 = 24.1\text{cm}^2$$

选用Φ20@250，双层配置。

竖井支护实例见表1-1-95。

竖井支护实例　　表 1-1-95

序号	竖井名称	直径或长×宽（m）	井筒深度（m）	支护厚度（mm）	支护材料	围岩情况
1	锦屏主井	5.0	264	300	混凝土	花岗岩，$f=12\sim14$
2	刘冲矿副井 一期 二期	4.0	246	300 150	混凝土 喷射混凝土	花岗岩，$f=12\sim14$
3	新浦磷矿主井 沉井段 基岩段	4.8 4.0	88	800 350	钢筋混凝土 混凝土砖	表土、粘土、淤泥、细粉矿、粘结性细粉砂、亚粘土
4	建材701主井	2.4×2.2	182.3		木井框	片麻岩，$f=8\sim14$
5	金州石棉矿主井	5.0	243.75	350	混凝土	硅质白云岩、白云岩，$f=8\sim10$
6	三水石膏矿主井	5.0	207.85	350	同上	泥质粉砂岩、砂质泥岩、泥灰岩，$f=4$
7	南京石膏矿2号井	5.5	380.0	300	同上	粉砂岩、砂岩、石英岩、石英砾岩，$f=9\sim11$
8	定远石膏矿主井	4.5	187.5	350	同上	砂岩、页岩、泥岩、粉砂质泥岩，$f=2\sim3$
9	武山铜矿副井	5.5	330	350	同上	石英砂岩，$f=6\sim8$
10	东乡锑矿副井	5.5	265	400	同上	砂岩、粉砂岩，$f=6\sim8$
11	盘古山钨矿竖井	4.2	175.85	300	同上	砂岩、页岩，$f=8\sim12$
12	银山铅锌矿2号井	3.44×2.9 4.472×2.9	156 90.4	250 350	木 混凝土	千枚岩，$f=6\sim8$
13	上珠岭铁矿竖井	4.8	376	300 400	混凝土 钢筋混凝土	页岩，$f=4\sim6$
14	画眉坳钨矿竖井	4.56	285	120	锚喷（$\phi18\times1500$）	板岩、片岩，$f=8\sim10$
15	浬渚西矿罐笼井	5.5	117.84	350	混凝土	灰岩、灰质页岩，$f=6\sim10$
16	建德铜矿副井	3.37×4.85	205.46	300	同上	砂岩，$f=16\sim17$
17	冶山铁矿主井	4.6	162	300	同上	花岗闪长岩，$f=10$
18	西石门铁矿一号副井	5.5	265.5	300	同上	闪长岩，$f=10\sim14$
19	西石门铁矿二号副井	6.0	284.14	350	同上	灰岩，$f=8\sim10$
20	凤凰山（0～－342） 混合井（－342～498）	5.5 5.7	302 171	150 100	锚喷 锚喷	大理岩、角闪岩，$f=6\sim8$
21	铜山新大井	5.5	408.4	150	锚网喷	大理岩、花岗闪长岩，$f=4\sim8$
22	铜山3号井（0～－28） （－28～－222）	4.116×2.2 3.8×1.7	28.75 200.19	250	混凝土	大理岩
23	狮子山主井	4.0	164.69	300	同上	闪长岩，$f=12\sim14$
24	铜官山主井椭圆段	长轴6.51 短轴3.148	68.817	250	同上	角闪岩、石英岩，$f=8\sim12$
25	滁县铜矿副井	5.8	246.8	300	同上	闪长岩，$f=8\sim12$
26	月山铜矿主井	3.22×2.62	180	180	木井框	闪长岩，$f=8\sim12$
27	香夼3号井	4.7×2.4	280	100,300	锚喷、混凝土	花岗斑岩，$f=12\sim15$

续表

序号	竖井名称	直径或长×宽(m)	井筒深度(m)	支护厚度(mm)	支护材料	围岩情况
28	金岭召口主井	6.0	396.7	350	混凝土	石灰岩、蚀变闪长岩
29	柴河箕斗井	2.6×1.5	150	0	无支护	白云岩，$f=8\sim10$
30	福山主井	5.5	285	400	混凝土	石墨、大理岩，$f=8\sim12$
31	凡口副井	5.5	430	300	同上	天子岭灰岩、c、b、a层，$f=6\sim8$
32	凡口新副井	5.5	600	100	喷射混凝土	天子岭、东岗岭灰岩，$f=6\sim8$
33	桃林矿副井	5.5	263	300+100	混凝土块	千枚岩，$f=4$
34	大厂东副井	6.5	593	350	混凝土	灰页岩、石灰岩，$f=8\sim12$
35	黄砂坪主井	4.0	430	250	同上	花岗斑岩，$f=8\sim10$
36	大河铜矿主井	5.0	280	300	同上	千枚岩，$f=4\sim6$
37	金山店铁矿主井	5.0	417	100	喷射混凝土	石英二长岩
38	大顶山竖井	6.5	415	400	混凝土	云母千枚岩、石英砂岩，$f=2\sim5$
39	大广山铁矿主井	4.0	334.8	250	同上	矽卡岩、闪长岩、大理岩，$f=4\sim10$
40	金川西副井	5.6	664.4	500	同上	大理岩、混合岩，$f=6\sim8$
41	金川老一号井	5.19×2.8	60	200	钢筋混凝土	混合岩，$f=8$
42	金川新二号井	6.0	535.4	500	混凝土	混合岩，$f=8$
43	小官庄2号井	7.0	762	500	同上	红板岩、闪长岩，$f=2\sim6$
44	张家洼主井	7.5	594.5	600	同上	同上
45	马庄主井	5.85×2.9	147	300	同上	闪长岩，$f=6\sim8$
46	弓长岭主井	8.0	522	350	同上	混合岩，$f=8\sim10$

1.7 盲竖井

不能直接通达地表的地下竖井叫盲竖井。本节仅介绍盲提升井。

单绳提升盲竖井见图1-1-172，多绳提升盲竖井见图1-1-173。

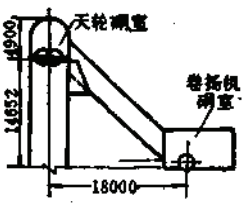


图 1-1-172 单绳提升盲竖井

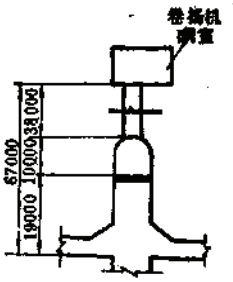


图 1-1-173 多绳提升盲竖井

盲竖井设计所需资料及有关规定同竖井，详见本章第一节至第五节。

由于盲竖井井架（井塔）、卷扬机硐室和其他辅助硐室均布置在井下，因此对工程地质和水文地质的要求比竖井要严格些，在盲竖井头部距天轮硐室垂高50m和水平200m范围内要求岩层稳定，不能有含水层、断层、破碎带和溶洞，要求节理不发育，并应避开老窿和采矿塌陷区，不能有渗、漏水，岩石硬度系数一般应大于7。

1.7.1　单绳提升盲竖井

单绳提升盲竖井设计包括头部、井筒、天轮硐室、绳道、卷扬机硐室、电器设备硐室等工程。这些工程设计已分别在本篇其他各章中论述，本节只介绍天轮平台设计。

1.7.1.1　天轮平台

1．天轮平台结构

1）天轮平台铺板

天轮平台铺板一般采用花纹钢板或平钢板用焊接或螺栓连接两种方式铺设。焊接法一般采用间断焊缝，其焊缝间的净距不应大于15δ（δ为铺板厚度），其他情况不应大于30δ，特殊情况下的天轮平台铺板采用连续焊缝；若使平台板、梁可拆卸，常采用螺栓连接。

当采用平钢板时，钢板表面必须进行电焊花纹处理。

平台铺板的挠度不宜大于下列规定：

荷载小于2000N/m²的天轮平台为$L/100$；

荷载大于2000N/m²的天轮平台为$L/150$（L为铺板跨度）。

天轮平台铺板厚度由计算确定，因井下腐蚀性强，故平台铺板厚度不宜小于10mm。

（1）天轮平台铺板的荷载计算原则

天轮平台铺板的面活荷载应根据生产使用或检修、安装时的设备、工具、材料等实际情况决定，但一般简化为等效均布荷载。在一般情况下，等效均布活荷载仅按内力等值条件确定。

天轮平台铺板面等效均布活荷载由下式确定：

$$q_i = q_1 + q_2 \tag{1-1-372}$$

式中　q_i——等效均布活荷载，N/m²；

q_1——操作人员、工具、安装或检修用材料重量的等效均布荷载，一般取2000 N/m²；

q_2——天轮散置于平台上的等效均布荷载，N/m²，见表1-1-96。

（2）天轮平台铺板的计算

铺板是仅承受弯矩的单向受弯结构，可按下式计算：

$$M_x = \frac{qL^2}{8} \tag{1-1-373}$$

$$\frac{6M_x}{\gamma_x b\delta^2} \leqslant f \tag{1-1-374}$$

$$v_1 = \frac{qL^4}{6.4E\delta^3} \leqslant [v] \tag{1-1-375}$$

天 轮 特 征 表 表 1-1-96

名 称	图 号	天轮直径 (mm)	钢丝绳最大直径 (mm)	全部钢丝破断力总和 (N)	总 重 量 (N)	天轮散置于平台上的等效均布荷载 (N/m²)
铸铁自行车式天轮（滚动轴承）	YTL10	1600	24.5	381220	8398.6	21687
	YTLOT	2000	26	430710	12073.6	24921
	YTL06	2500	31	596330	17297	28577
	YTL04	3000	37	858480	26352.2	26280
整体铸铁天轮（滑动轴承）	YTL01	800	13	104370	2606.8	13455
	YTL02	1200	20	251860	5860.4	20178
型钢螺钉连接天轮（滑动轴承）	YTL12	2500	31	596330	17659.6	29184
	YTL13	3000	37	858480	24745	34075
	YTL15	3500	43	1166200	40278	47530
型钢螺钉连接天轮（滚动轴承）	YTL11	2500	31	595330	17257.8	28528
	YTL14	3000	37	858480	22383.2	30821
	YTL16	3500	43	1166200	5926.8	42405
冲压型钢装配天轮	YTL17	4000	46	1337700	66767.4	68953

式中 M_x——铺板的设计弯矩，N·m；

q——宽1m板条上的设计荷载，N/m；

L——铺板跨距，m；

γ_x——截面塑性发展系数，对板取$\gamma_x=1$；

b——板宽，取1m计；

δ——铺板厚度，m；

f——钢材抗弯设计强度，N/m²；

v_1——铺板的挠度，m；

E——钢材弹性模量，N/m²；

$[v]$——铺板容许挠度，m。

计算示例：已知天轮平台活荷载1960Pa，天轮直径为1.6m，铺板跨距为750mm，板材为3号钢。设铺板厚度为10mm，从表1-1-96中查得直径1.6m天轮的等效均布荷载为21670Pa。

宽1m板条上的荷载：

$$q=21670+1960=23630\text{N/m}$$

按公式（1-1-374）得：

$$M=\frac{qL^2}{8}=\frac{23630\times0.75^2}{8}=1661\text{N·m}$$

按公式（1-1-375）得：

$$\sigma=\frac{6M}{\gamma_x b\delta^2}=\frac{6\times1661}{1\times1\times0.01^2}=1.0\times10^8<1.7\times10^8\ \text{Pa}$$

按公式（1-1-376）得：

$$v_1=\frac{qL^4}{6.4E\delta^3}=\frac{23630\times0.75^4}{6.4\times2.1\times10^{11}\times0.01^3}=0.0057<\frac{L}{100}$$

铺板厚为10mm合适。

2）天轮平台梁

天轮平台梁按等效均布荷载简支梁进行计算，设计时一般采用等截面的工字钢或槽钢，按下式计算：

$$q=\frac{1}{2}q_i(b_1+b_2) \tag{1-1-376}$$

$$M_x=\frac{qL^2}{8}$$

$$\frac{M_x}{\gamma_x W_{nx}}\leqslant f \tag{1-1-377}$$

$$\tau=\frac{VS}{It_w}\leqslant f_v \tag{1-1-378}$$

式中　M_x——等效均布荷载下的最大设计弯矩，N·m；

q——梁上等效均布设计荷载，N/m；

q_i——天轮平台铺板上等效均布荷载，N/m；

b_1、b_2——天轮平台梁两侧的梁间距，m；

L——平台梁跨距，m；

γ_x——截面塑性发展系数，对工字型截面$\gamma_X=1.05$，见附录3.2.1.1；

W_{nx}——梁截面抵抗矩，m^3；

f——钢材抗弯设计强度，N/m^2；

τ——梁上最大剪应力，N/m^2；

V——梁上剪力，N；

S——计算剪应力处以上毛截面对中和轴的面积矩，m^3；

I——截面惯性矩，m^4；

t_w——腹板厚度，m；

f_v——钢材抗剪设计强度，N/m^2。

2．天轮梁

1）天轮梁的布置

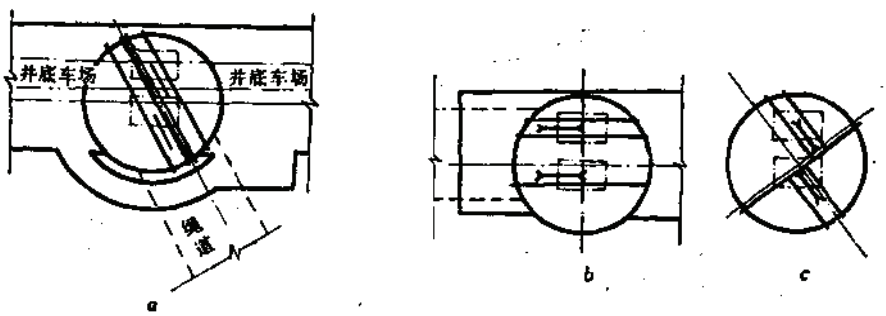


图 1-1-174　天轮梁的布置

天轮梁的布置由井筒装备、绳道和卷扬机室的位置确定的。通常卷扬机室布置在井底车场的一侧，其绳道提升中心线与井底车场运输线成45°～90°的交角（图1-1-174*a*和图1-

1-174c)，天轮梁与绳道的提升中线平行，盲竖井普遍采用这种天轮梁的布置型式。图1-1-174b所示的天轮梁布置型式仅在尽头式井底车场且终端允许布置卷扬机硐室时方可采用。

2）天轮梁的材料要求

（1）钢材

天轮梁尽量采用型钢，只有在型钢梁不能满足强度和稳定性要求时才采用组合钢梁。天轮梁的钢材主要为平炉沸腾3号钢、16锰钢和锰桥钢。

如果天轮梁是在井下焊接时，设计计算采用附录表中所规定的设计强度必须乘以折减系数$\eta=0.9$。

（2）连接材料

当采用焊接时，天轮梁连接材料见表1-1-97所列。

天轮梁连接材料　　表1-1-97

方　式	母　　材	焊条　焊丝　焊剂
手工焊	普通炭素钢 低合金高强度钢	T420～T427　焊条 T500～T507　焊条
半自动焊、自动焊	普通炭素钢 低合金高强度钢	H08、H08A　焊丝 H08A、H08MnA、H10Mn 焊丝高锰硅溶剂

当用螺栓连接时，有时根据强度要求而采用40号硼钢和45号钢加工的高强螺栓。

3）天轮梁设计的一般规定

（1）天轮梁埋入井壁深度不得小于300mm，或不小于梁高，在设计时应按简支梁考虑。

（2）为保证天轮梁的抗扭刚度，应在天轮的支座处和梁窝处设加劲肋。

（3）天轮梁的挠度不得超过下列限值：

天轮直径小于2m时，$L/600$；

天轮直径大于2.5m时，$L/750$。

（4）天轮梁必须进行防腐蚀处理。

4）天轮梁荷载计算

（1）提升钢丝绳在井筒中的标准工作荷载：

$$Q_i=(P_k+P_r)k_{z1}+q_sH\left(1+\frac{a}{g}\right)k_{R2} \tag{1-1-379}$$

式中　Q_i——提升钢丝绳在井筒中的标准工作荷载，N；

P_k——提升矿石或废石重力，N；

P_r——提升容器和连接装置的重力，N；

q_s——提升钢丝绳的单位重力，N/m；

H——提升容器在井底最低位置至天轮中心距离，m；

a——提升加速度，m/s²；

g——重力加速度，为方便计算，取10m/s²；

k_{d1}——动力系数，一般$k_{d1}=1.1$；

k_{R2}——提升容器与罐道的摩擦及井筒内空气阻力系数，一般$k_{R2}=1.06$。

（2）提升钢丝绳破断力Q_d见表1-1-96。

（3）天轮总重量Q_t，包括天轮自重、天轮轴承及轴承座自重，见表1-1-96。

（4）天轮梁自重设计荷载：

$$q=\gamma_0\gamma_G q_l \tag{1-1-380}$$

式中　q_l——钢梁单位长重力，N/m；

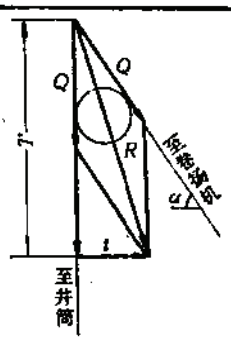
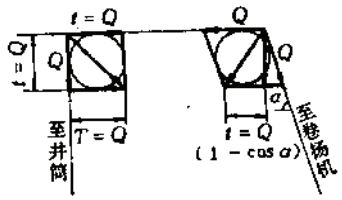
γ_0——结构重要性系数，取$\gamma_0=1.1$；

γ_G——不变荷载分项系数，取$\gamma_G=1.2$。

5）天轮轴受力分析

天轮轴上的水平分力t和垂直分力T按1-1-98表确定。

天轮轴受力分析　　表 1-1-98

工况		水平分力t（N）	垂直分力T（N）	计算简图
无导向轮提升方式		$t=Q\cos\alpha$	$T=Q(1+\sin\alpha)$	
有导向轮提升方式	工作轮	$t=Q$	$T=Q$	
	导绳轮	$t=Q(1-\cos\alpha)$	$T=Q\sin\alpha$	

6）天轮梁上的设计荷载组合

（1）以钢丝绳的破断力作为天轮轴上的设计活荷载的计算

天轮轴上的活荷载：

$$Q_d=1.75\gamma_0 N \tag{1-1-381}$$

式中　Q_d——天轮轴上的设计活荷载，N；

N——为天轮轴上标准荷载的极大值，即钢绳全部钢丝破断拉力总和，N；见表1-1-96；

γ_0——结构重要性系数，取$\gamma_0=1.1$。

天轮轴上的荷载组合，见表1-1-99。

天轮轴上的设计荷载组合 表 1-1-99

项目		水平荷载组合	垂直荷载组合
无导向轮提升		$t=Q_d\cos\alpha$	$P_i=Q_d(1+\sin\alpha)+q_1+q_2$
有导向轮提升	工作轮	$t=Q_d$	$P_i=Q_d+q_1+q_2$
	导向轮	$t=Q_d(1-\cos\alpha)$	$P_i=Q_d\sin\alpha+q_1+q_2$

注：q_1、q_2分别为天轮和天轮轴自重设计荷载（N）。

天轮梁上的荷载组合。从图1-1-175中看出，A、B两点的水平荷载和垂直荷载分别为：

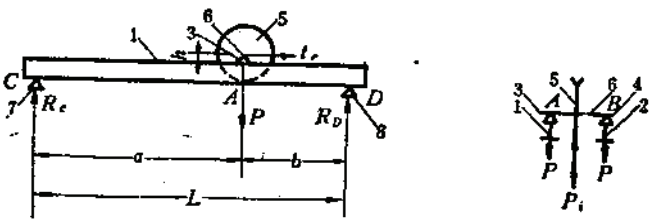


图 1-1-175 无导向轮时天轮梁受力情况

1、2—天轮梁；3、4—天轮轴承支座；5—天轮；6—天轮轴；7、8—井壁梁窝

$$t_i=\frac{1}{2}Q_d\cos\alpha \tag{1-1-382}$$

$$P=\frac{1}{2}(P_i+q_3) \tag{1-1-383}$$

将表1-1-99中的P_i代入上式得：

$$P=\frac{1}{2}[Q_d(1+\sin\alpha)+q_1+q_2+q_3]$$

$$\doteq\frac{1}{2}[Q_d(1+\sin\alpha)+Q_t] \tag{1-1-384}$$

式中 t_i——A、B两点的水平荷载，N；

P——A、B两点垂直设计荷载，N；

q_3——天轮轴承及轴承座自重力之和的设计荷载，N；

Q_t——天轮总重，见表1-1-96，N；

其余符号同前。

当为有导向轮提升时，其天轮梁受力情况见图1-1-176。如图所示，天轮梁的危险断面是工作轮轴承支座点处，在钢绳破断前的瞬间，该点的水平力和垂直力均达到极大值，它即为天轮梁的设计依据。

工作轮：

水平力 $$t_i'=\frac{1}{2}Q_d \tag{1-1-385}$$

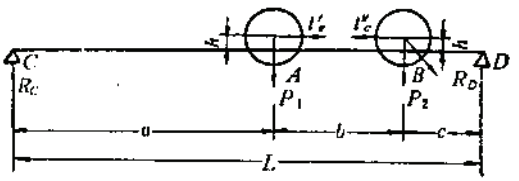


图 1-1-176　有导向轮时天轮梁受力情况

垂直力　$$P_1=\frac{1}{2}(Q_d+Q_t) \tag{1-1-386}$$

导向轮：

水平力　$$t_1''=\frac{1}{2}Q_d(1-\cos\alpha) \tag{1-1-387}$$

垂直力　$$P_2=\frac{1}{2}(Q_d\sin\alpha+Q_t) \tag{1-1-388}$$

式中符号意义同前。

（2）以钢丝绳提升标准工作荷载作为天轮轴上标准活荷载的计算

天轮轴上的活荷载：

$$Q=kQ_i \tag{1-1-389}$$

式中　Q——天轮轴上的活荷载，N；

k——荷载系数，专用于提升人员时，$k=9$，用于提升物料时，$k=6.5$；

Q_i——提升钢丝绳在井筒中的工作荷载，N，由公式（1-1-380）求得。

天轮梁上的荷载组合。

无导向轮提升时：

水平荷载　$$t_1=\frac{1}{2}kQ_i\cos\alpha \tag{1-1-390}$$

垂直荷载　$$P=\frac{1}{2}[kQ_i(1+\sin\alpha)+Q_t] \tag{1-1-391}$$

有导向轮提升时，对工作轮：

水平分力　$$t_1'=\frac{1}{2}kQ_i$$

垂直分力　$$P_1=\frac{1}{2}(kQ_i+Q_t)$$

对导向轮：

水平分力　$$t_1''=\frac{1}{2}kQ_i(1-\cos\alpha) \tag{1-1-392}$$

垂直分力　$$P_2=\frac{1}{2}(kQ_i\sin\alpha+Q_t) \tag{1-1-393}$$

7）无导向轮提升天轮梁承载能力的计算

以钢丝绳的破断力为依据的计算

计算梁窝处支点反力R_C、R_D，见图1-1-175所示。

$$R_C=\frac{Pb}{L}-\frac{ht_e}{L}+\frac{qL}{2} \tag{1-1-394}$$

$$R_D=\frac{Pa}{L}+\frac{ht_e}{L}+\frac{qL}{2} \tag{1-1-395}$$

计算梁A点最大弯矩：

$$M_A=R_Db-\frac{1}{2}qb^2 \tag{1-1-396}$$

计算梁中的轴向力：

$$N=\frac{1}{2}Q_d\cos\alpha \tag{1-1-397}$$

式中 ——q梁单位长度重力，N/m。

8）有导向轮提升天轮梁承载能力的计算

（1）计算梁窝处支点反力R_C、R_D（图1-1-176）：

$$R_C=\frac{(b+c)P_1+cP_2}{L}+\frac{qL}{2}-\frac{t'_e-t''_e}{L}h \tag{1-1-398}$$

$$R_D=\frac{aP_1+(a+b)P_2}{L}+\frac{qL}{2}+\frac{t'_e-t''_e}{L}h \tag{1-1-399}$$

（2）计算梁A、B点弯矩：

$$M_A=aR_C-\frac{1}{2}qa^2 \tag{1-1-400}$$

$$M_B=cR_D-\frac{1}{2}qc^2 \tag{1-1-401}$$

（3）计算梁中轴向力：

$$N=\frac{1}{2}Q_d\cdot\cos\alpha \tag{1-1-402}$$

9）天轮梁的确定

（1）截面选择：

$$\frac{N}{A_n}+\frac{M_x}{\gamma_x fW_{nx}}\leqslant f \tag{1-1-403}$$

$$\tau=\frac{VS}{It_w}\leqslant f_v \tag{1-1-404}$$

式中 f——型钢抗弯设计强度，Pa；

f_v——型钢抗剪设计强度，Pa；

W_{nx}——截面对x轴的静截面抵抗矩，m^3；

V——计算截面剪力，N；

S——计算剪力处，截面对中和轴的面积矩，m^3；

I——计算截面对x轴的惯性矩，m^4；

其余符号同前。

（2）型钢梁和稳定性验算。

当根据《钢结构设计规范》GBJ17-87需要进行整体稳定性计算时，则按下式验算：

$$\frac{N}{\varphi_x A}+\frac{\beta_{mx}M_x}{\gamma_x W_{1x}(1-0.8\frac{N}{N_{EX}})}\leqslant f \qquad (1\text{-}1\text{-}405)$$

式中　M_x——最大刚度平面内的最大设计弯矩，Nm；

W_{1x}——梁受压最大纤维的毛截面抵抗矩，m^3；

φ_x——整体稳定系数，按附录三表附-3-11查得。

（3）计算型钢梁的挠度：

$$v_{max}=\frac{M_{max}L^2}{10EI_x}\leqslant[v] \qquad (1\text{-}1\text{-}406)$$

式中　M_{max}——天轮梁中的最大设计弯矩，Nm；

L——梁的跨度，m；

I_x——天轮梁的毛截面惯性矩，m^4；

E——钢材的弹性模量，Pa；

$[v]$——容许挠度，当梁的荷载大于500kN时$[v]=L/600$。

（4）焊接工字型天轮梁。焊接工字型天轮梁计算参见第五章。

1.7.1.2　盲竖井的天轮梁基础

盲竖井的天轮梁，安装在盲竖井最上一段井筒上，这段井筒起着地下井塔的作用。在地下井塔上的天轮梁基础分两种，即为梁窝天轮梁基础和绳道口天轮梁基础。

1．梁窝天轮梁基础

天轮梁窝基础可按局部承压构件计算，详见附录四。

2．绳道口天轮梁基础

绳道口天轮梁基础见图1-1-177。

1）基础的结构尺寸计算（图1-1-178）。

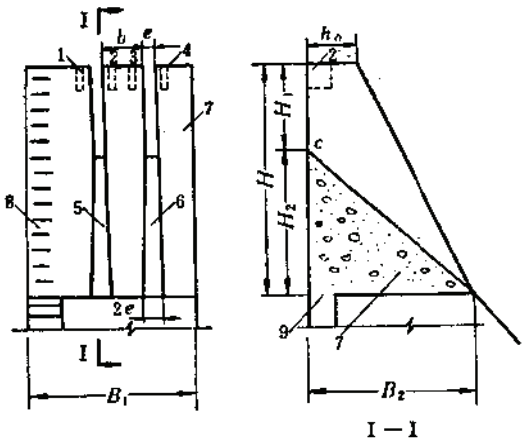


图 1-1-177　绳道口天轮梁基础

1、2、3、4—天轮梁在基础上的位置；5、6—基础中的绳槽；7—天轮梁基础；8—阶梯；9—井壁

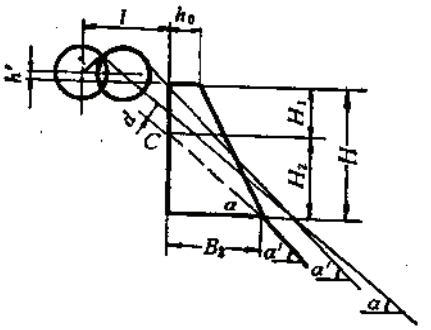


图 1-1-178　天轮梁基础计算图

（1）地下井塔壁上的绳槽高度：

$$H_1 = l\mathrm{tg}\alpha - \frac{1}{\cos\alpha}(r-d) - h' \tag{1-1-407}$$

（2）地下井塔壁上的绳槽基础高度：

$$H_2 = 1.75H_1 \tag{1-1-408}$$

（3）天轮梁基础高度：

$$H = 2.75H_1 \tag{1-1-409}$$

（4）基础底边厚度：

$$B_2 = H_2\cos\alpha \tag{1-1-410}$$

式中 l——绳道口天轮梁基础内边至天轮轴心距离，m；

r——天轮半径，m；

h'——天轮轴心至天轮梁面的高度，m；

α——提升钢绳与水平面夹角（°）；

d——绳槽与提升钢绳间距离，m。

（5）基础的长度。基础长度B_2与绳道的宽度B_1相同，b由梁的布置确定，h_0一般采用1m，见图1-1-177。

2）基础承载能力的计算

以H_1、h_0、b梯形体的c点（即2、3号天轮梁中间的基础）作为整个天轮梁基础承载能力的计算依据，设计荷载由天轮梁传至基础，按偏心受压构件计算，见附录四。

1.7.1.3 盲竖井头部工程

盲竖井头部工程包括天轮硐室和地下井塔，因其装备和受力均较复杂，因此多采用钢筋混凝土结构。

天轮硐室按顶部结构分圆形和矩形两种，见图1-1-179和图1-1-180所示。其平面尺寸必须满足天轮的运转和检修需要，即应留有足够的检修场地、器材堆放场地和人员进出通道。

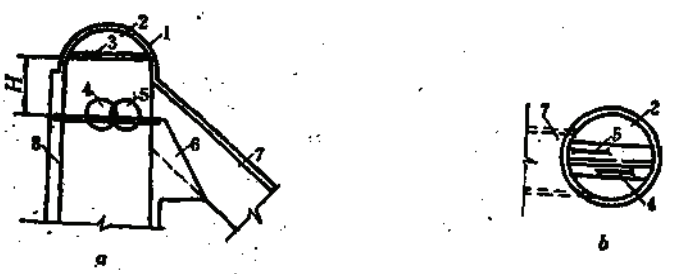


图 1-1-179 圆形天轮硐室

1—天轮硐室顶盖；2—天轮硐室；3—起重梁；4、5—天轮；6—绳道口天轮梁基础；7—绳道；8—地下井塔

天轮硐室内应有起重设施，依起重条件设起重梁或起吊锚环，并应保证有足够的起吊高度。代替井塔部分的井筒段及天轮硐室宜采用钢筋混凝土结构做为永久支护，井壁顶墙

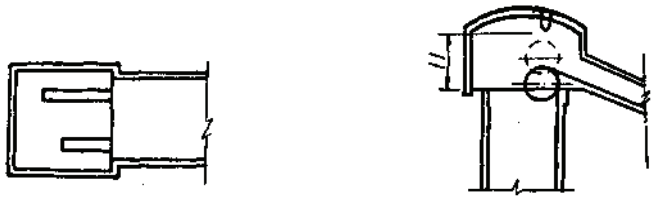


图 1-1-180　矩形天轮硐室

厚度不得小于200mm，当围岩条件好，整体稳定时，也可采用锚喷支护。

1.7.2　多绳提升盲竖井

1.7.2.1　多绳提升盲竖井井塔段设计所需资料

（1）矿井开拓系统图。

（2）提升机层所在标高的阶段平面图。

（3）井塔段围岩地质资料，见本章第一节。

（4）竖井断面图。

（5）提升系统图。

（6）提升系统各层机械配置图与基础平面图。

（7）提升系统各层电气、电讯配置图。

（8）提升机械设备重量、最大尺寸（提升机、减速机、制动闸、电动机、导向轮等）。

（9）最大提升速度。

（10）提升机静张力差。

（11）减速机启动力矩，摩擦轮启动转矩，制动闸最大制动力矩。

（12）提升钢丝绳和衬垫间的最大摩擦系数。

（13）上升侧和下降侧钢丝绳拉力值。

（14）提升钢丝绳规格、数量、单位重，全部钢绳破断力之和。

（15）尾绳根数，单位重量。

（16）钢绳罐道、制动绳、防撞绳规格、长度、单位重量、拉紧力、拉紧装置、拉紧方式。

（17）提升容器自重、载重、最大升降物重量、下放的最长材料长度。

（18）起吊设备规格、自重、最大起吊重量，最大轮压、轮距、吊车轨道规格、型式。

（19）电梯井机械配置图。

（20）运输设备规格、尺寸、自重。

1.7.2.2　多绳提升盲竖井井塔段设计的一般规定

（1）在满足提升系统布置的前提下应尽量减小井塔段高度，使工程量小，设备运输方便。

（2）提升机硐室应布置在围岩较稳定的地段，提升机层应有设备通道与阶段平巷或

地表相通。

（3）当提升机层无平巷与阶段巷道或地表相通时，在提升机层与最近的上部马头门之间应设客货两用电梯井，如不考虑行人，仅为检修设备用，亦可在提升机硐室检修侧方向一定距离之外设专用设备井。

（4）提升机层、导向轮层、罐道绳拉紧或悬挂装置之间应设钢梯。钢梯宽度600mm～900mm，倾角一般为45°，困难时可为60°，梯子孔周围应设0.9～1.0m高的护栏。

（5）为减少噪音和有利于通风，变电硐室、通风机室应和提升机室分开布置。

1.7.2.3 多绳提升盲竖井井塔段各层平台设计

1．提升机室和提升机平台

1）提升机室设计的一般规定

（1）提升机室的衬砌除满足结构强度要求外，在室内建筑装璜上应力求整齐、美观、大方，室内地坪应做水泥砂浆抹面，墙和拱用石灰水喷白，室内不准有滴水现象。

（2）提升机室应设有供水设施及清洗水池。

（3）设备通道的断面应满足提升机或吊车最大不可拆部件的运搬要求，设备通道的轨道应延伸到硐室内，在楼板上的轨道要用方钢嵌入轨面和硐室地坪平；

（4）提升机层至导向轮层之间应设吊装孔，尺寸按导向轮层设备的最大部件尺寸并考虑有400～500mm的间隙。吊装孔四周应安设活动栏杆，栏杆高1.2m。

（5）提升机平台布置以提升机的合理布置和满足设备安全间隙及检修场地的要求为原则，并考虑吊车的跨度尺寸。

（6）当一个井内有两台提升机时，为减少井塔段高度，避免增加吊车台数和检修场地面积，应尽量将两台提升机布置在同一个平台上。

（7）安全间隙按下列规定采用：

主机设备外缘距侧墙净距应≥1.2m；

其他设备外缘距侧墙净距应≥0.8m；

设备与设备之间的净距应≥0.8m；

司机座位背后应留有不小于0.8m的通道；

电动机沿轴向与墙之间的距离应满足电机抽芯的要求。

（8）提升机硐室的支护计算及吊车梁、柱的设计分别见第三章和第五章。

表1-1-100为提升机层面积与吊车选用参考表。

2）提升机硐室侧墙最小高度的确定

按图1-1-181所示，分别不同情况确定侧墙最小高度。

（1）当吊运设备不从已安装就位的设备上部通过时：

$$H_1 = h_1 + h_2 + h_3 + h_4 + h_5 + h_6 \tag{1-1-411}$$

（2）吊运设备从已安装设备上部通过时：

$$H_2 = h_2 + h_3 + h_4 + h_5 + h_6 + h_7 + h_8 \tag{1-1-412}$$

式中 h_1——检修设备提起离地坪的高度，一般取0.6～1.0m；

h_2——吊运设备的高度，m；

h_3——吊运设备顶面至吊钩的高度，一般取1.0～1.5m；

h_4——吊钩至吊车轨顶的高度，m；

提升机房面积与吊车选用参考　　表 1-1-100

提升机型号 JKM—	最大部件重量 (t)	最大部件尺寸 (长×宽×高) (mm)	一台提升机需平台面积 (m^2)	选用吊车吨位 (t)
1.85×4(B)	7.4	3020×2075×1365	110～120	10
2×4(B)	7.6	3020×2075×1365	110～120	10
2.25×4(B)	8.2	3020×2075×1365	130～160	10
2.8×4(Ⅰ)	18	3700×2600×3700	130～160	20
2.8×4(Ⅱ)	18.5	3700×3000×3700	130～160	20
2.8×6(A)	22.5	3220×3160×3220	160～180	20
3.25×4(Ⅰ)	21	3700×2700×3700	160～180	20
3.25×4(Ⅱ)	21.9	3700×3300×3700	180～200	20
4×4 (A)	30	4420×2900×4420	200～230	30

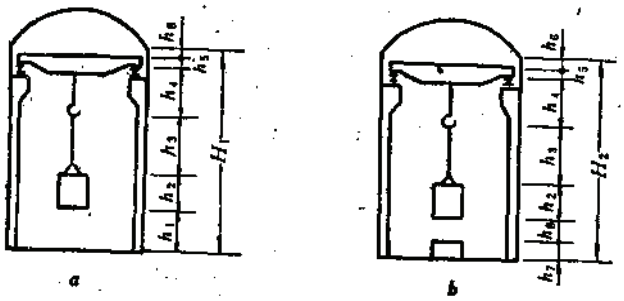


图 1-1-181　侧墙最小高度

a—吊运设备不从已安装设备上方通过；b—吊运设备从已安装设备上方通过

h_5——吊车轨顶至吊车顶外缘的高度，m；

h_6——吊车顶至硐室起拱线的距离，一般$h_6 \geq 0.2$m，同时要考虑吊车本身安装的方便；

h_7——已安装设备的高度，m；

h_8——已安装设备顶至吊运设备间的净距，一般取0.5～1.0m。

设计时应尽量避免采用第（2）种形式。

3）荷载计算

（1）楼面设备安装检修活荷载见表1-1-101。

（2）摩擦轮设计荷载：

自重

$$N_1 = \gamma_0 \gamma_G Q \tag{1-1-413}$$

式中　γ_0——结构重要性系数，取$\gamma_0 = 1.1$；

γ_G——不变荷载分项系数，取$\gamma_G = 1.2$；

Q——主摩擦轮总重（包括主轴、摩擦轮、支座、制动闸等），N。

提升机房标准活荷载　　表 1-1-101

提升机直径 (m)	≤2.25	2.8	3.25	4.0	其　他
楼面均布活荷载 (kPa)	12	15	18	23	5

正常工作荷载：

$$N_2 = 1.5 \times (2S_{max})\gamma_0\gamma_Q \tag{1-1-414}$$

式中 γ_Q——可变荷载分项系数，取$\gamma_Q = 1.4$；

S_{max}——钢丝绳最大静拉力，N。

制动荷载见图1-1-182。

提升机紧急制动时，制动闸作用于两根支承梁的最大制动力P为：

$$P = \pm\gamma_0\gamma_Q\frac{M_1}{l_1} \tag{1-1-415}$$

$$M_1 = 3M_2 \tag{1-1-416}$$

$$M_2 = RQ_1 \tag{1-1-417}$$

$$Q_1 = (S_{max} - S_{min})\gamma_0\gamma_Q \tag{1-1-418}$$

式中 M_1——最大制动力矩，由厂家提供，当无数据时，M_1按（1-1-417）式求算，N·m；

M_2——制动静力矩，N·m；

Q_1——提升机静张力差，N；

S_{max}、S_{min}——分别为提升钢丝绳的最大和最小拉力，N；

R——摩擦轮半径，m。

事故荷载，钢绳破断时设计荷载为：

$$Q_d = 1.75\gamma_0 N \tag{1-1-419}$$

式中 N——提升钢绳破断力总和，kN。

（3）减速机设计荷载见图1-1-183。

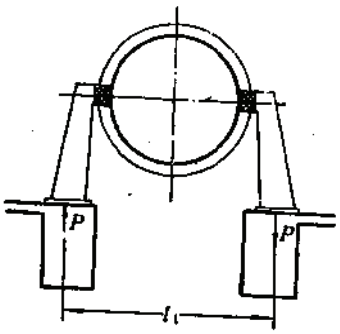


图 1-1-182 制动闸示意图

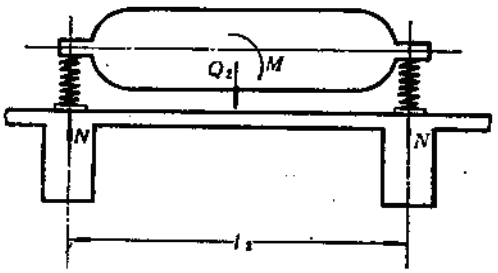


图 1-1-183 减速机荷载示意图

自重荷载：

$$N_4 = 0.5k\gamma_0\gamma_G Q_2 \tag{1-1-420}$$

式中 Q_2——减速机重力，N；

k——动力系数，弹性支座 $k = 1.3$，

刚性支座 $k = 1.5$；

正常工作荷载：

$$N_5 = \pm\gamma_0\gamma_Q\frac{M_j}{l_2} \tag{1-1-421}$$

式中　M_1——减速机启动转矩，N·m；

l_2——减速机支座间距，m。

制动荷载：

$$N_6 = \pm \gamma_0 \gamma_Q \frac{M_2}{l_2} \tag{1-1-422}$$

式中　M_2——制动静力矩，N·m，见式（1-1-418）。

事故荷载：

$$N_7 = \pm \gamma_0 \frac{M_3}{l_2} \tag{1-1-423}$$

$$M_3 = S_{max}(e^{\mu\alpha} - 1)R \tag{1-1-424}$$

式中　M_3——摩擦轮的最大事故扭矩，N·m；

S_{max}——钢丝绳最大静张力，N；

μ——钢绳与衬垫间的最大摩擦系数；

其余符号同前。

因μ值取值较难准确，故M_3可用简便公式计算：

$$M_3 = 0.5\gamma_0 NR \tag{1-1-425}$$

（4）电动机荷载确定如下：

正常自重荷载：

$$N_8 = \frac{1}{2}\gamma_0 \gamma_G Q_3 \tag{1-1-426}$$

式中　Q_3——电动机设备自重，N。

工作荷载：

$$N_9 = \pm \frac{\gamma_0 \gamma_G M_4}{l_3} \tag{1-1-427}$$

式中　M_4——电动机的额定扭矩，厂家提供，N·m；

l_3——电动机的支座间距，m。

事故自重荷载：

$$N_{10} = \frac{k_1 \gamma_0 Q_3}{2} \tag{1-1-428}$$

式中　k_1——考虑振动影响所附加的动力系数，与电动机转数有关，见表1-1-102。

动力系数k_1值　　表 1-1-102

电机转数（r/min）	300～400	500	750	1000	1250	1500
k_1	1.2	1.25	1.6	2.0	2.5	3.0

事故荷载：

$$N_{11} = \pm \frac{2 \cdot S\gamma_0 M_4}{l_3} \tag{1-1-429}$$

（5）导向轮水平荷载R_x对摩擦轮支承梁产生的弯矩。

导向轮及摩擦轮中心的水平荷载R_x和垂直荷载R_y计算见图1-1-184。

$$R_x = Q_d \sin\theta \tag{1-1-430}$$

$$R_y = Q_d(1-\cos\theta) \tag{1-1-431}$$

水平力对摩擦轮支承梁产生的弯矩：

$$M_4 = R_x\left(h_2 + \frac{h_1}{2}\right) \tag{1-1-432}$$

式中 h_1——摩擦轮支承梁高，m；

h_2——摩擦轮轴承中心至楼面高度，m；

θ——钢丝绳和竖直面的夹角（°）；

其余符号同前。

4）荷载组合及计算步骤

荷载组合见本章第五节，依每个构件为单元，按板、次梁、主梁的次序进行组合。

（1）在自重和活荷载作用下计算板的内力。

（2）在梁自重、设备传来的荷载及板支座反力作用下计算次梁的内力。

（3）在梁自重、设备传来的荷载及次梁传来的荷载作用下，计算主梁的内力。

（4）根据内力计算，分别按受弯或压弯构件进行截面设计，确定构件型号。

5）结构要求

（1）梯子孔和吊装孔四周要加边梁，边梁宽200～300mm，高400～600mm，按盖板上承受活荷载的支座反力计算。

（2）吊装孔边梁内侧一般需加焊∟50～∟75角钢，以便支承盖板，盖板与硐室地坪平。盖板上要设起吊钩。

（3）当螺栓预留孔位置和受力钢筋的布置有矛盾时，受力筋面积及根数不变，可改变钢筋间距及层数。同时在螺栓孔位置增加Φ16～Φ20的纵向构造筋，根数和纵向筋（受力筋与架立筋）排数相同。

（4）设备支承梁的受力筋用Ⅱ级钢筋，其他梁板可用Ⅰ级钢筋。

（5）在集中力作用处（如摩擦轮支承梁和减速机支承梁相交处）应增加附加箍筋或附加吊筋。

2．导向轮层

1）导向轮层布置

（1）导向轮层高度的确定见图1-1-185。其计算公式如下：

$$H_3 = Y_2 + Y_3 + Y_4 \tag{1-1-433}$$

式中 Y_2——提升层地坪至支承大梁底的高度，m；

Y_3——导向轮安装检修高度，$Y_3 \geqslant 0.5$m；

Y_4——导向轮中心至楼板面的高度，m。

Y_3+Y_4应满足人员通行时所需的高度，当导向轮层布置有电器设备时，尚应满足电器设备安装检修所需的高度。H_3一般为5～7m。

（2）导向轮层平面布置以导向轮的布置为主并考虑上下梯子安装，吊装场地及其它设备的合理布置。

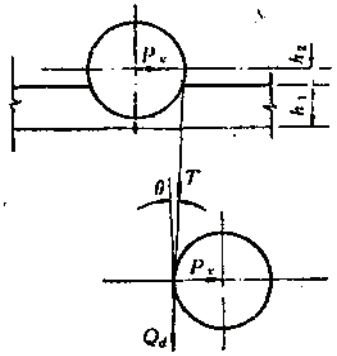


图 1-1-184　导向轮荷载图

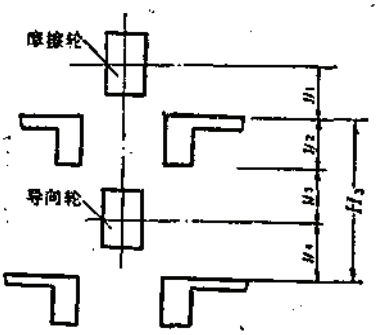


图 1-1-185　导向轮层高度图

（3）导向轮层至钢绳拉紧或固定装置层应有梯子相通，梯子用60°钢梯，宽600～700mm。

（4）设备与侧墙之间的安全间隙为0.8～1.0m。

（5）导向轮与电器设备之间应留有不小于0.8m宽的通道。

（6）在满足工艺装配的前提下，导向轮层的平面尺寸应尽量减小，以便缩短提升机支承梁的跨度。

2）荷载计算

（1）楼板均布活荷载：

检修场地　8kPa

其他　4kPa

（2）导向轮荷载：

自重

$$N_{12}=\frac{1}{2}\gamma_0\gamma_G Q_4 \tag{1-1-434}$$

式中　Q_4——导向轮设备重量，N。

导向轮事故荷载见图1-1-186。其计算见下式：

$$P_x=Q_d\sin\theta \tag{1-1-435}$$

$$P_y=Q_d(1-\cos\theta) \tag{1-1-436}$$

式中　Q_d——提升钢丝绳一侧破断力之和，N；

P_x——导向轮水平荷载，按作用于导向轮轴承中心计算，N；

P_y——导向轮垂直荷载，按均匀作用于导向轮底座面积上计算，N；

θ——钢绳与竖直面的夹角(°)。

水平荷载对导向轮支承梁产生的弯矩：

$$M_5=P_x\left(h_4+\frac{h_3}{2}\right) \tag{1-1-437}$$

式中　h_3——导向轮支承梁高度，m；

h_4——导向轮轴承中心至楼面高度，m。

根据导向轮荷载求算导向轮支承梁的内力，然后按压弯构件选择梁截面，进行强度校核。见附录三、附录四。

当导向轮不直接支承在梁上，而是由框架支承时，见图1-1-187，其内力计算见附录一。

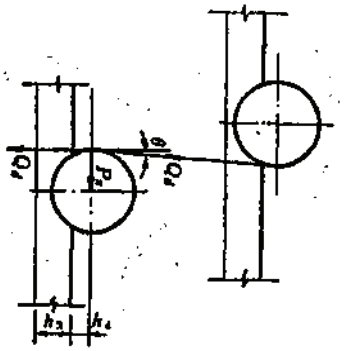


图 1-1-186 导向轮荷载图

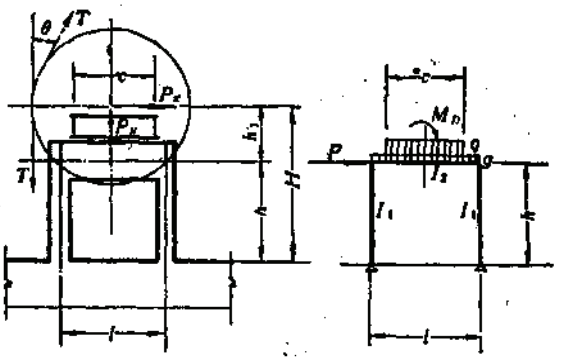


图 1-1-187 导向轮框架分析图

c—导向轮支座长度 h_1—导向轮轴承中心到框架梁中心的高度

ϕ2.25×4多绳提升机硐室平面图实例见图1-1-188，ϕ2.25×4多绳提升盲竖井井塔段纵向布置实例见图1-1-189。

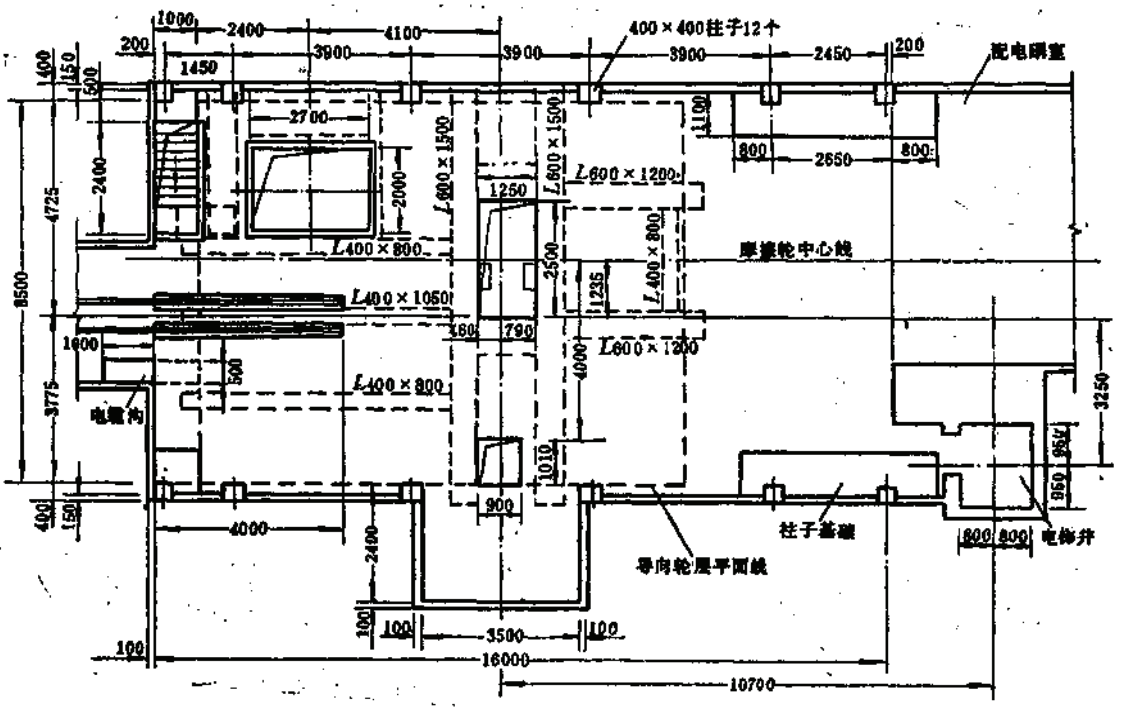


图 1-1-188 ϕ2.25×4多绳提升机硐室平面图

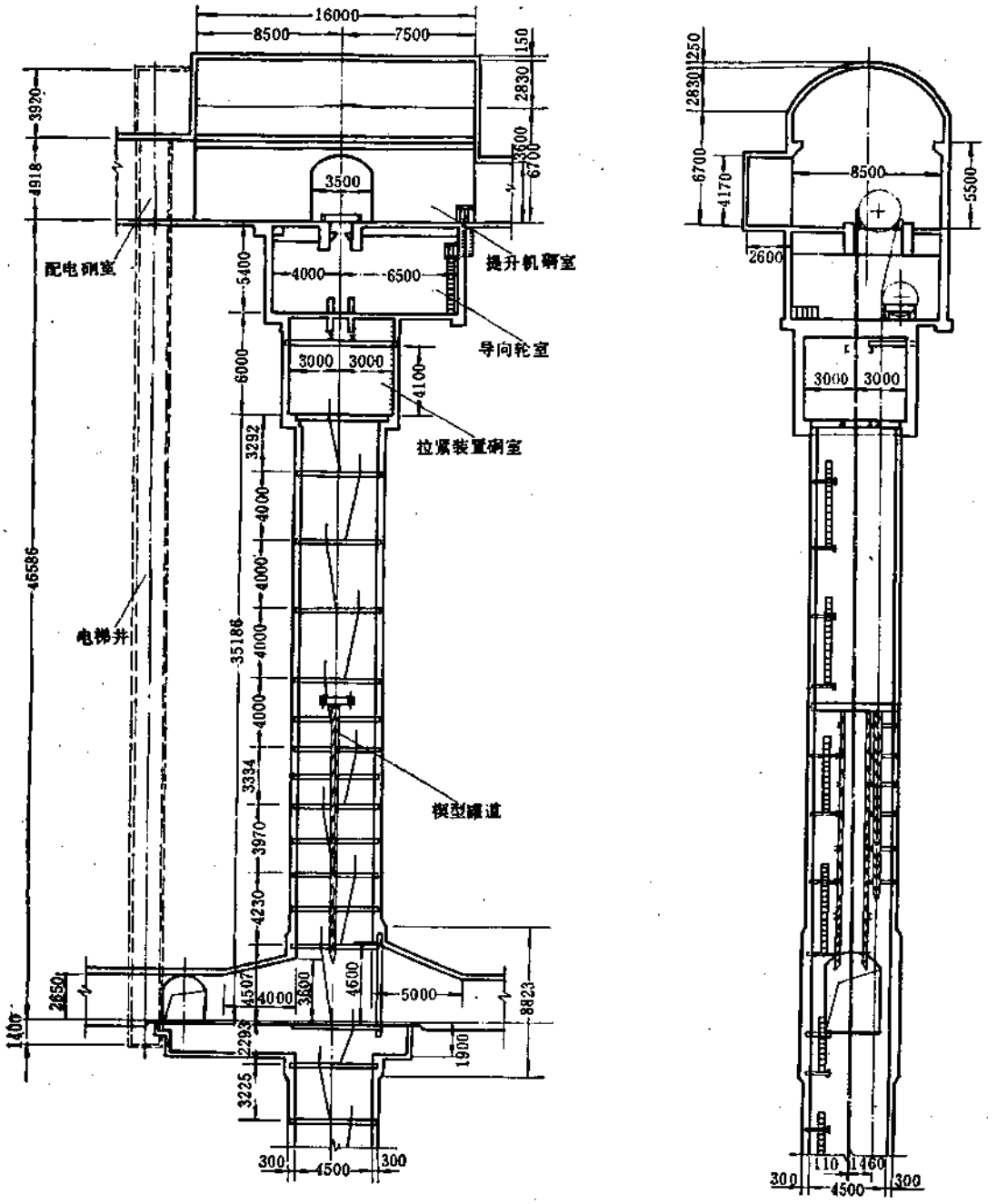


图 1-1-189　ϕ2.25×4多绳提升盲竖井井塔段纵向布置图

1.8 箕斗矿仓、装载硐室和卸载硐室

1.8.1 箕斗矿仓和装载硐室设计

1.8.1.1 箕斗矿仓和装载硐室设计的一般规定

（1）箕斗矿仓的有效容积一般按4小时提升量计算，当高程受到限制时，其容积不得小于2小时提升量。

（2）当用箕斗提升两种品级以上矿物时，可分设不同品级的专用矿仓。

（3）当设有两个以上矿仓时，为便于分别装矿，应在矿仓和受矿漏斗之间设置分料装置。

（4）计量装载硐室的型式和尺寸应根据箕斗计量装载设备及安装、检修的要求而定。

（5）计量装载硐室到卸载阶段应设有人行通道，当井筒内设有梯子间时，也可利用梯子间作为通道。混合井应在此处设停罐点。

（6）箕斗装载系统构筑物所占垂直高度不应超过一个阶段。

（7）矿仓与井筒之间应留有不小于8m的安全岩柱。

1.8.1.2 箕斗矿仓和计量装载硐室的布置及参数确定

1. 箕斗矿仓和计量装载硐室的布置

箕斗矿仓和计量装载硐室的布置及尺寸主要根据箕斗井提升设备及计量装载设备的布置方式、矿物品种、数量及装运要求、围岩稳定性等因素综合确定。按矿仓形式可分为倾斜矿仓和垂直矿仓两种布置形式，见图1-1-190和图1-1-191。

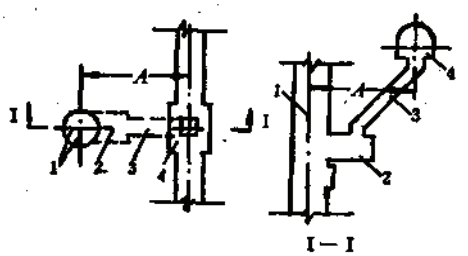


图 1-1-190 倾斜矿仓布置形式图

1—箕斗井中心线；2—计量装载硐室；3—矿仓；4—卸载硐室

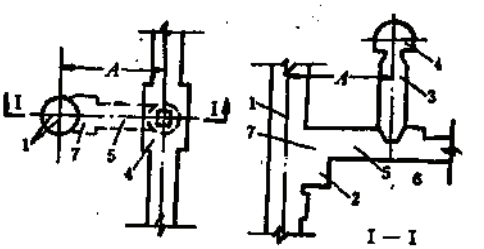


图 1-1-191 垂直矿仓布置形式图

1—箕斗井中心线；2—计量装载硐室；3—矿仓；4—卸载硐室；5—皮带道；6—给矿硐室；7—皮带机头轮硐室；A—箕斗井中心至矿仓中心距离

垂直矿仓容积大，可实现多品种矿岩分装分运，适用于大型矿井；倾斜矿仓适用于不要求分装分运的中、小型矿井，倾斜矿仓的有关技术规定见第四章。

垂直矿仓断面常采用圆形，倾斜矿仓断面常采用半圆拱形。

2. 矿仓参数计算

1）倾斜矿仓容量、断面积及斜长的计算

图1-1-192为倾斜矿仓计算图，其计算公式如下：

$$V=\frac{q_G t}{\gamma_s} \tag{1-1-438}$$

$$L=\frac{A-B+\frac{L_3}{2}}{\cos\alpha} \tag{1-1-439}$$

$$F_c=\frac{V}{L} \tag{1-1-440}$$

式中　V——矿仓有效容积，m^3；

q_G——箕斗小时提升量，t/h；

t——用于计算矿仓最小有效容积规定的提升时间，最小取 2 小时；

γ_s——矿物松散体密度，t/m^3；

L——倾斜矿仓斜长，m；

A——箕斗井中心至卸矿口中心线距离，m；

B——矿仓下口外侧至箕斗井中心线的距离，m；

$$B=e+L_1+L_2 \tag{1-1-441}$$

e——箕斗井中心线至箕斗提升中心线的距离，m；

L_1——箕斗提升中心线至矿仓下口内侧的距离(m)，其长度由装载设备布置决定；

L_2——矿仓下口尺寸，m；

L_3——矿仓上口尺寸，m；

F_c——倾斜矿仓断面积，m^2。

2）垂直矿仓容量、断面积及高度的计算

图1-1-193为垂直矿仓计算简图，其计算式如下：

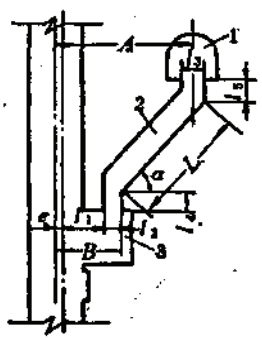


图 1-1-192　倾斜矿仓计算简图

1—卸矿硐室；2—矿仓；3—装矿硐室

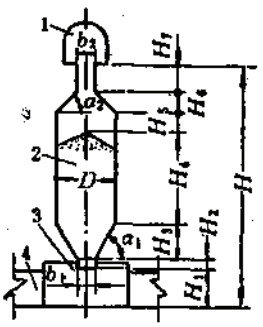


图 1-1-193　垂直矿仓计算简图

1—卸载硐室；2—矿仓；3—给矿硐室；4—皮带道

$$F_z=\frac{V-V_1}{H_4} \tag{1-1-442}$$

$$V_1=\frac{1}{3}\pi H_3\left[\left(\frac{D}{2}\right)^2+\left(\frac{b_1}{2}\right)^2+\frac{D}{2}\cdot\frac{b_1}{2}\right] \tag{1-1-443}$$

$$H_4=H-(H_1+H_2+H_3+H_5+H_6+H_7) \tag{1-1-444}$$

$$H_3 = \frac{D - b_1}{2} \mathrm{tg}\alpha_1 \tag{1-1-445}$$

$$H_6 = \frac{D - b_2}{2} \mathrm{tg}\alpha_2 \tag{1-1-446}$$

式中 F_z——垂直矿仓断面积，m；

V——矿仓有效容积，见公式(1-1-439)，m^3；

V_1——矿仓漏斗容积，m^3；

H_1——给矿硐室底板至矿仓漏斗口高度，由设备布置和检修高度而定，m；

H_2——给矿漏斗口高度，m；

H_3——矿仓漏斗高度，m；

H_4——矿仓有效高度，m；

H_5——矿仓满载位置至给矿喇叭口下部高，m；

H_6——矿仓喇叭口高度，m；

H_7——矿仓锁口高度，取决于岩性、卸载方式及矿车型号，m；

H——卸矿硐室底板至给矿硐室底板高度，常为一个阶段高，m；

D——垂直矿仓净直径，m；

b_1——给矿溜口宽度，m；

b_2——卸矿坑宽度，取决于卸矿设备与卸矿方式，m；

α_1——给矿漏斗斜面与水平面夹角，一般不小于50°；

α_2——矿仓喇叭口与水平面夹角，一般$\alpha_2 = 45°$。

根据计算再对矿仓直径及有效高度进行调整，最后确定净断面，设计中确定的矿仓有效容积，通常略大于计算容量。

倾斜矿仓断面积可先初步确定矿仓有效容积和斜长，然后验算矿仓断面积，调整断面尺寸，以满足矿仓容积要求。注意卸载硐室轨道中心至井筒中心A是一个重要参数，有时需与采矿专业共同商定。

箕斗矿仓的加固和计量装载硐室的配筋分别见第四章和第六章。

1.8.2 箕斗卸载硐室设计的一般规定

（1）当采用箕斗曲轨卸载时，其卸载水平在井口以下，需开凿曲轨卸载硐室和卸料仓。

（2）当由于矿物品种分类的要求而需要矿仓分叉时，则在卸载硐室斜溜道与矿仓之间设置分料装置。

（3）箕斗曲轨卸载硐室至卸矿仓下部的转载硐室应设人行通道。当箕斗井中设有梯子间时也可通过梯子间、绕道与转载硐室相连通，当为混合井时，此处应设有停罐点。

（4）箕斗曲轨卸载硐室、卸矿仓、转载硐室的配置主要根据提升设备、提升能力、运输能力、卸载要求、装矿要求、围岩性质等因素综合考虑确定。力求全系统布置合理。卸矿仓的有效容积、断面与斜长的确定同前。

（5）曲轨卸载硐室的两侧、端部、分料硐室的四周均应设不小于0.8m的人行道，并设有不低于1.0m的栏杆。

图1-1-194为程潮铁矿箕斗装载硐室及矿仓布置图，图1-1-195为遵义锰矿675水平箕斗计量装载硐室布置图，图1-1-196为遵义锰矿箕斗曲轨卸载硐室布置图，图1-1-197为板石沟铁矿上青矿区箕斗曲轨卸载硐室布置图。

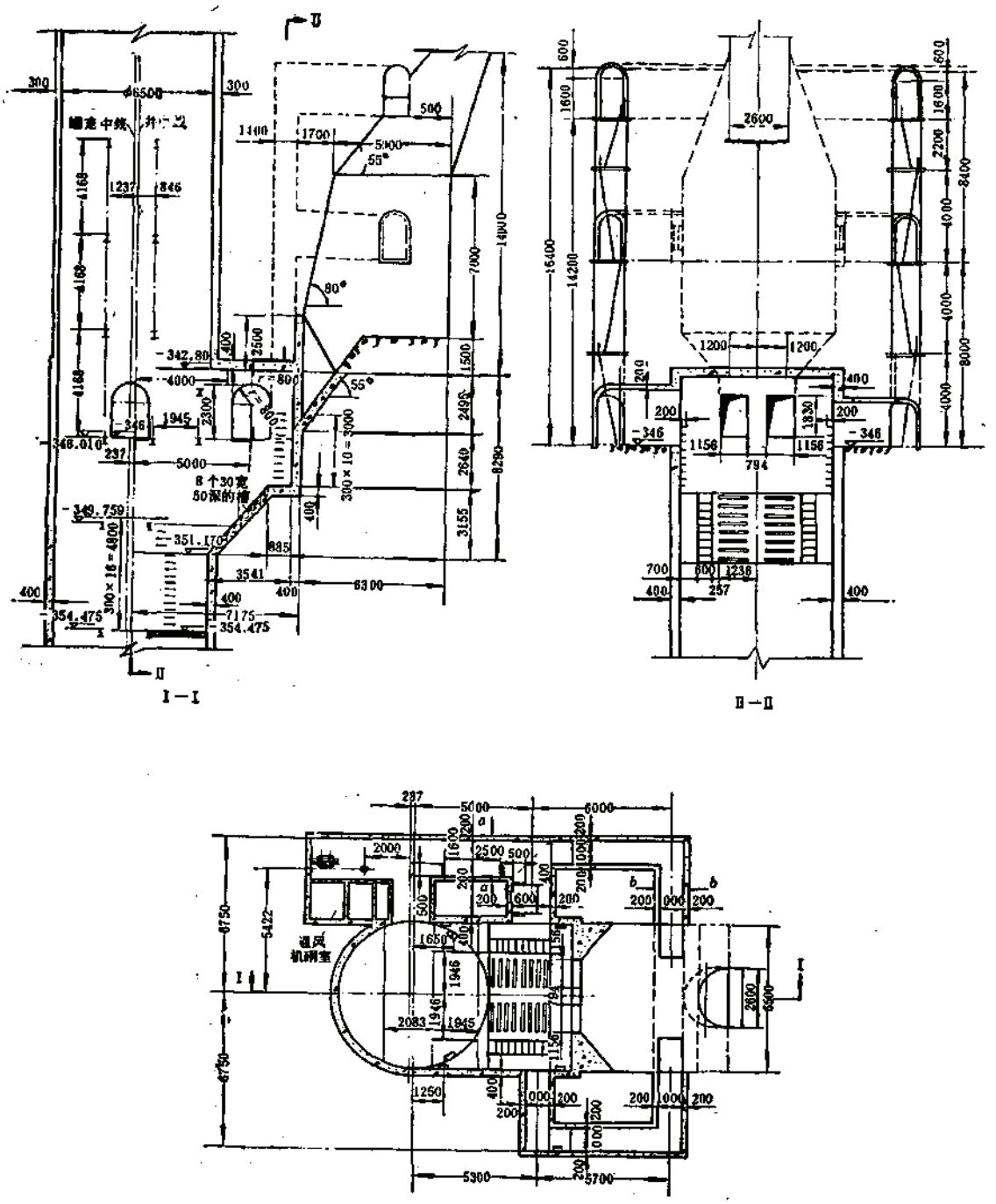


图 1-1-194　程潮铁矿箕斗装载硐室及矿仓布置图

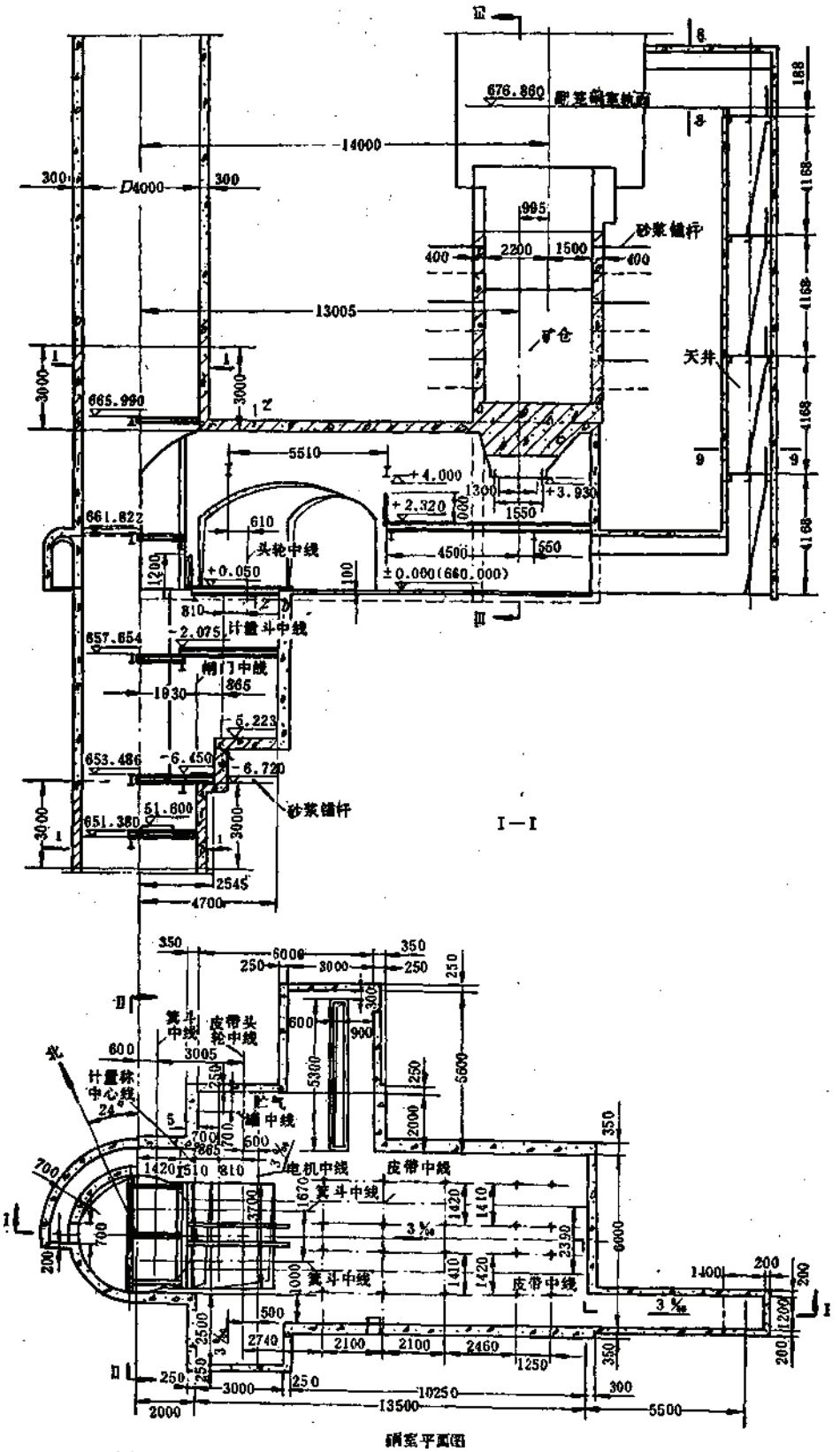


图 1-1-195 遵义锰矿675水平箕斗计量装载硐室布置图（一）

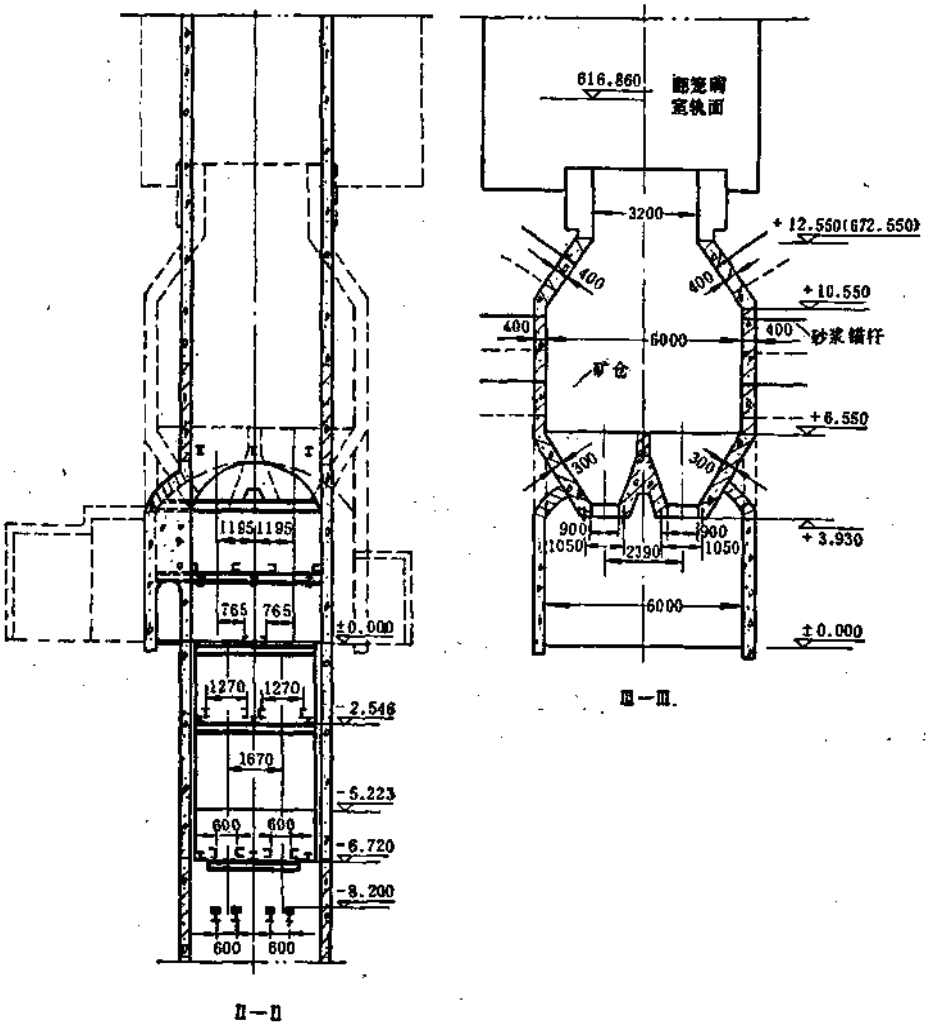
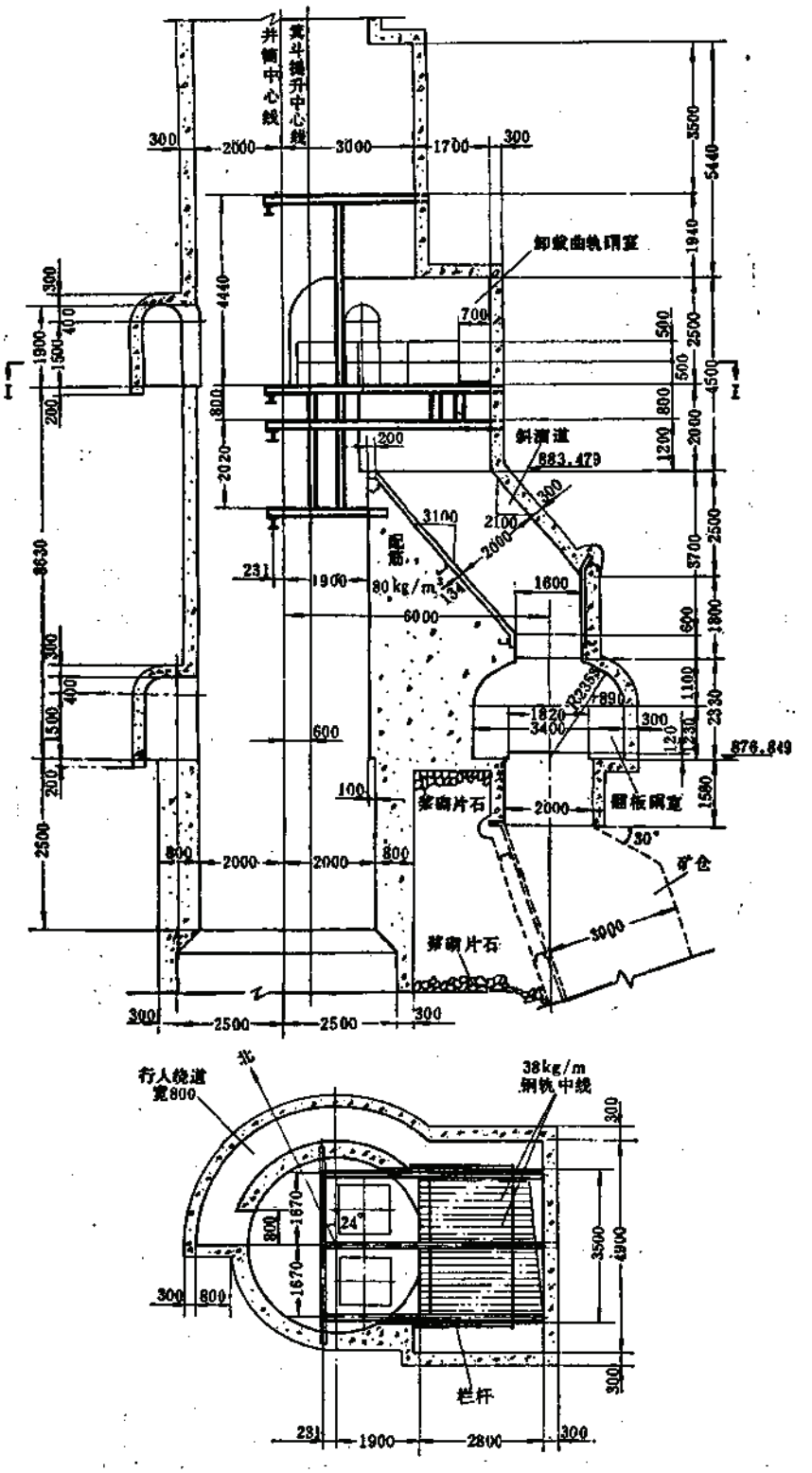


图 1-1-195　遵义锰矿675水平箕斗计量装载硐室布置图（二）



I—I

图 1-1-196 遵义锰矿箕斗曲轨卸载硐室布置图

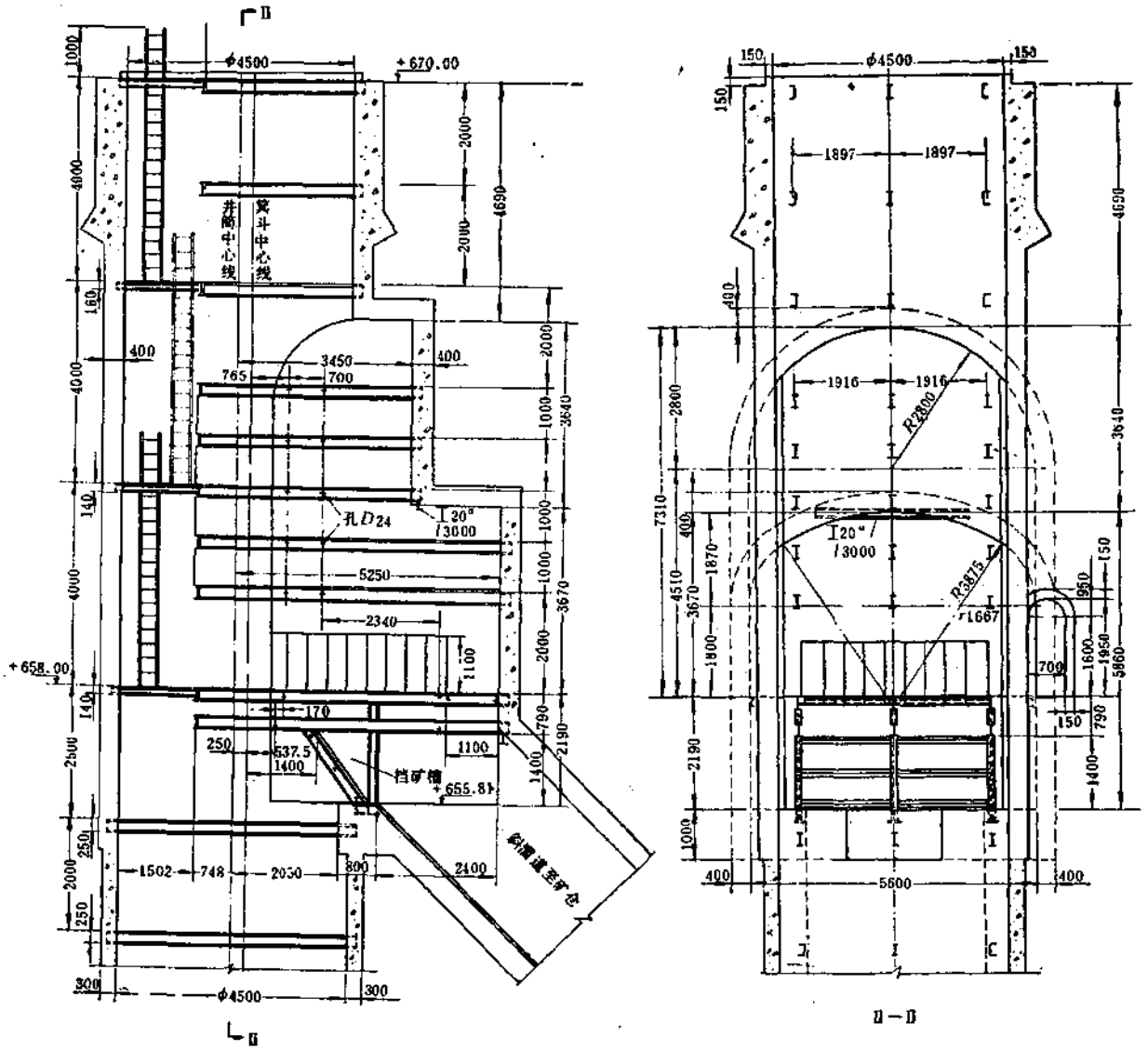


图 1-1-197　板石沟铁矿上青矿区箕斗曲轨卸载硐室布置图

1.9　提升井底部结构

1.9.1　底部结构深度的确定

底部结构的设计主要根据井筒用途、提升设备、提升方式、井筒装备、井底水窝排水及清理方式等因素并结合井筒延深方式综合布置确定。

1.9.1.1 单绳提升的刚性罐道井底部结构

单绳提升的刚性罐道井底部结构见图1-1-198其全深计算见下式：

$$h = h_1 + h_2 + h_3 \tag{1-1-447}$$

式中 h——井底部结构全深，m；

h_1——最低水平轨面至托罐梁上垫木的高度，m；

h_2——托罐梁上垫木至防坠器制动绳拉紧装置固定梁的高度，m；

h_3——水窝深度，如不考虑延深，$b_3=2\sim5$m，如考虑延深，$b_3=10\sim15$m。

1.9.1.2 单绳提升钢丝绳罐道井底部结构

单绳提升钢丝绳罐道井底部结构见图1-1-199，其全深计算见下式：

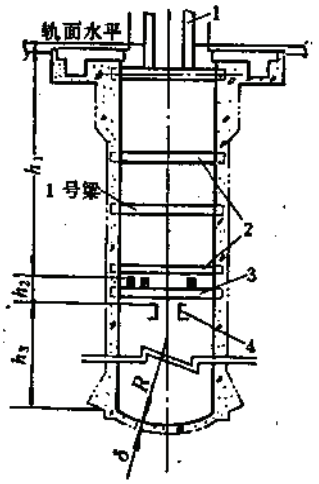


图 1-1-198 单绳提升刚性罐道井底部结构

1—框架结构；2—梯子平台梁；3—托罐梁；4—钢罐道防坠器制动钢丝绳拉紧装置固定梁

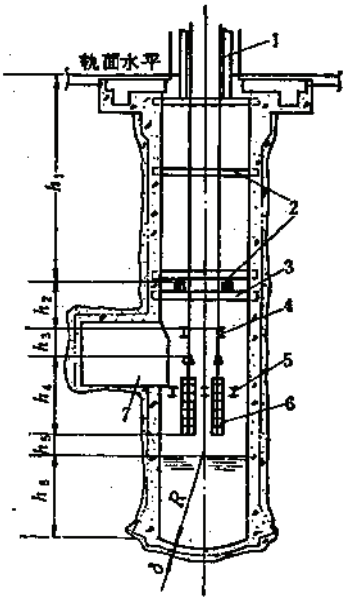


图 1-1-199 单绳提升钢丝绳罐道井底结构

1—框架结构；2—梯子平台梁；3—托罐梁；4—钢丝绳罐道；5—拉紧装置平台梁；6—钢绳罐道拉紧重锤；7—井底泵站

$$h = h_1 + h_2 + h_3 + h_4 + h_5 + h_6 \tag{1-1-448}$$

式中 h——井底部结构全深，m；

h_1——最低水平轨面至托罐梁上垫禾的高度，m；

h_2——托罐梁上垫木至钢丝绳罐道定位梁高度，一般取1～2m；

h_3——钢丝绳罐道定位梁至罐道绳拉紧装置的高度，一般取 2.5～3.0m，当为设在井架上的螺杆拉紧时，$h_3=0$；

h_4——钢丝绳重锤拉紧装置长度，m；

h_5——重锤底面至水窝水面的高度，一般取2.0～3.0m；

h_6——水窝深度，当不考虑延深时，$h_6=5$m，当考虑延深时，$h_6=10\sim15$m。

1.9.1.3　多绳提升刚性罐道井底部结构

多绳提升刚性罐道井底部结构见图1-1-200，其全深计算如下：

$$h = h_1 + h_2 + h_3 + h_4 \tag{1-1-449}$$

式中　h——井底部结构全深，m；

h_1——最下水平轨面至防撞梁高度，一般为15～20m；

h_2——防撞梁至防扭结梁高度，一般取3～3.5m；

h_3——防扭结梁至尾绳最低点高度，一般取3～4.5m；

h_4——水窝深度，当设泄水巷排水，不考虑延深时，取5m，当考虑延深时，取10～15m，当为水泵排水，水窝深尚需增加尾绳最低点至水面的高度2～3m。

1.9.1.4　多绳提升钢丝绳罐道井底部结构

多绳提升钢丝绳罐道井底部结构见图1-1-201，其全深计算如下：

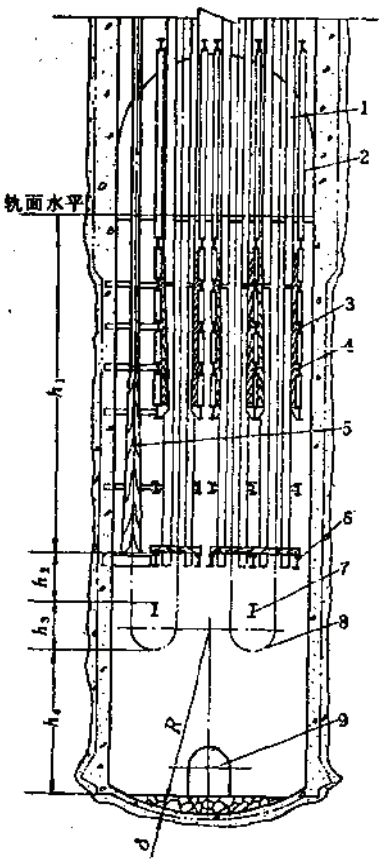


图 1-1-200　多绳提升刚性罐道井底部结构

1—钢罐道；2—框架结构；3—罐道梁；4、5—楔形木罐道；6—防撞梁；7—防扭结梁；8—尾绳；9—泄水巷

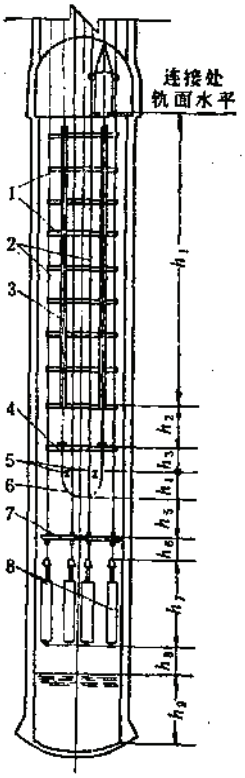


图 1-1-201　多绳提升钢丝绳罐道井底部结构

1—罐道梁；2—钢丝绳罐道；3—楔形木罐道；4—防撞梁；5—防扭结梁；6—尾绳；7—罐道绳定位平台；8—拉紧重锤

$$h = h_1 + h_2 + h_3 + h_4 + h_5 + h_6 + h_7 + h_8 + h_9 \tag{1-1-450}$$

式中　h——井底部结构全深，m；

h_1——最低水平轨面至楔形木罐道底座梁的高度，一般为15～20m；

h_2——楔形木罐道底座梁至防撞梁高度，一般为2.5～3.0m；

h_3——防撞梁至防扭结梁高度，一般为3～3.5m；

h_4——防扭结梁至尾绳底高度，一般为3～4.5m，当不设防扭结梁时，则为防扭结梁至平衡尾绳环点高度；

h_5——尾绳底至钢丝绳罐道定位梁高度，一般为1.0～2.0m；

h_6——定位梁至拉紧装置的高度，一般为2.5～3.0m；

h_7——拉紧重锤长度，m；

h_8——重锤底面至水面高度，一般为2.0～3.0m，若为泄水巷排水时，$h_8=0$；

h_9——水窝深度，当不考虑井筒延深时，$h_9=5$m，当考虑井筒延深时，$h_9=10$～15m。

1.9.2 井底水窝

井底水窝设计应遵循下列原则：

（1）井底水窝底部，为便于清理，一般用混凝土浇注成球面形。其球面高不大于井筒内径的1/10，其球面半径一般为7～10m，如图1-1-202所示。

（2）井底水窝排水，一般采用水泵或潜水泵排水。水泵一般设在井底简易泵站内，当吸水高度小于5m时，可将水泵安放在马头门巷道内，当设有井底清理斜巷时，水泵亦可安设在斜巷或附近的硐室中。在水窝较浅又不提升人员时，可自溢排水。

（3）罐笼井一般不必设专门的水窝清理设施。在必须清理时，可利用简易罐笼（吊桶）清理，即将简易罐笼（或吊桶）悬吊在永久罐笼下面，用人工清理，见图1-1-203。

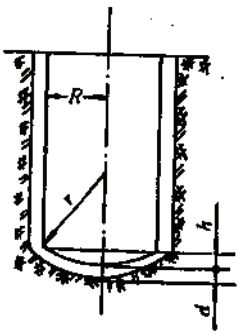


图 1-1-202 井底水窝

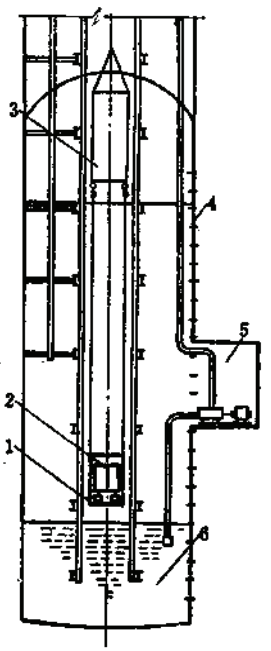


图 1-1-203 井底水窝简易罐笼清理示意

1—简易罐笼；2—矿车；3—永久罐笼；4—爬梯；5—井底泵站；6—水窝

（4）当井底设有重锤、检修平台和其他有阻碍简易罐笼(或吊桶)通过的设施时，可采用清理平巷或斜巷，亦可利用电梯井兼作清理，分别见图1-1-204和图1-1-205。

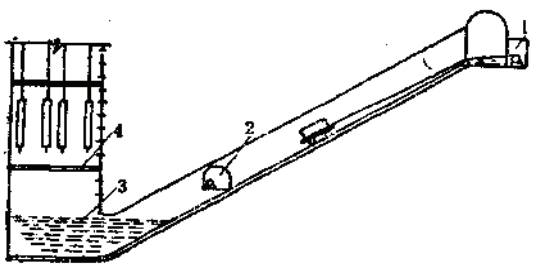


图 1-1-204　井底水窝斜巷矿车清理示意图

1—绞车硐室；2—井底泵站；3—井底水窝；4—重锤检修平台

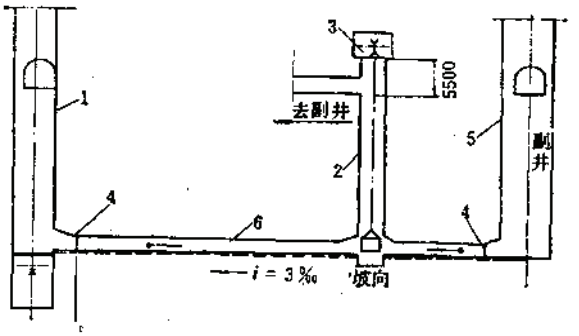


图 1-1-205　井底水窝平巷和电梯井清理示意图

1—主井；2—电梯井；3—电梯机房；4—栅栏门；5—副井；6—清理平巷

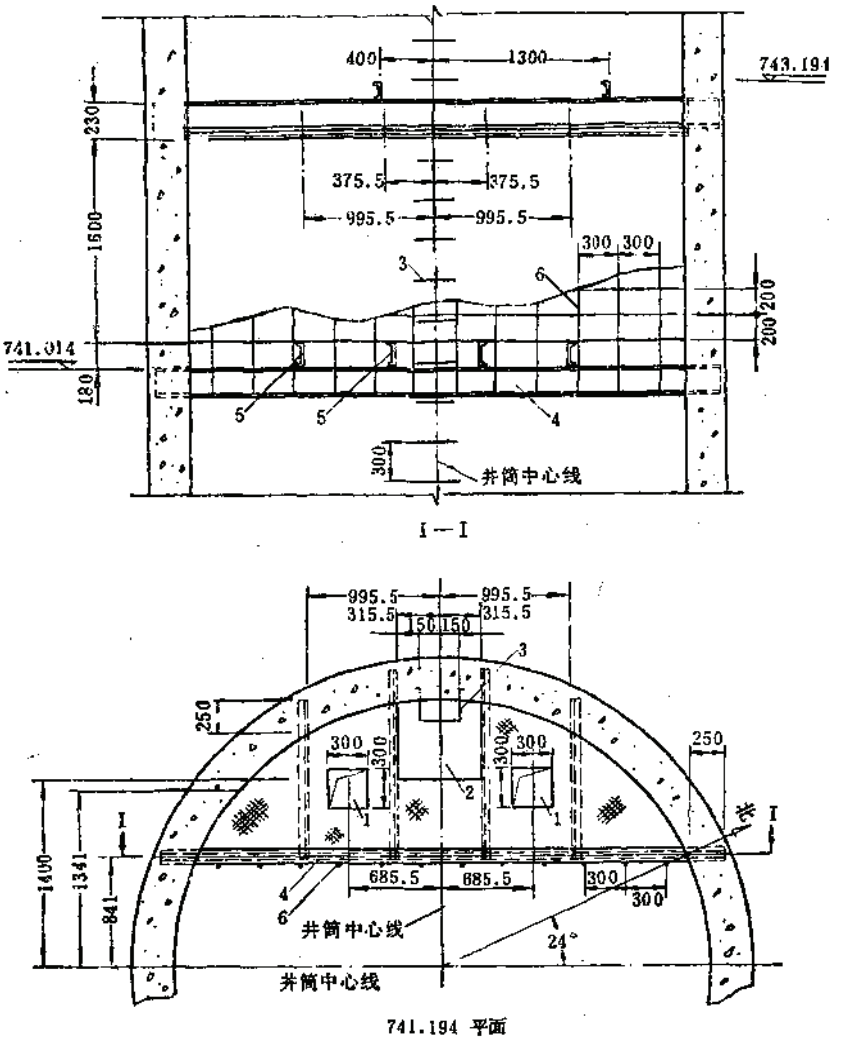


图 1-1-206　遵义锰矿主井784水平井底水窝排水设施图

1—吊泵孔；2—人行孔；3—爬梯；4—平台主梁；5—平台梁；6—金属栏杆

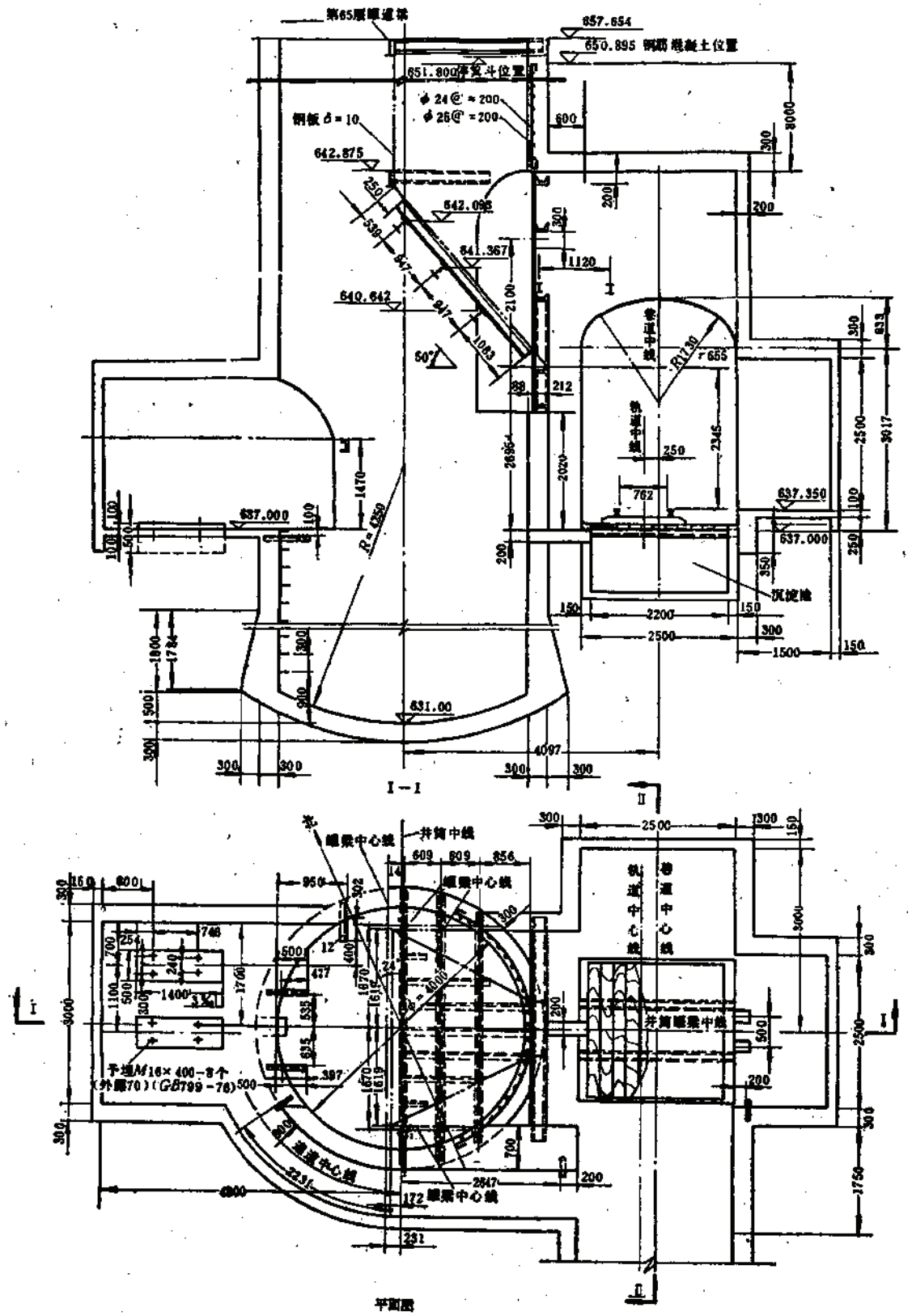


图 1-1-207 遵义锰矿副井井底水窝排水布置图

（5）无提升设备，也不延深，专作通风（或设梯子间）的风井井底一般不设水窝，若需延深则应留10～15m的水窝。

图1-1-206、1-1-207、1-1-208为井底水窝排水实例。

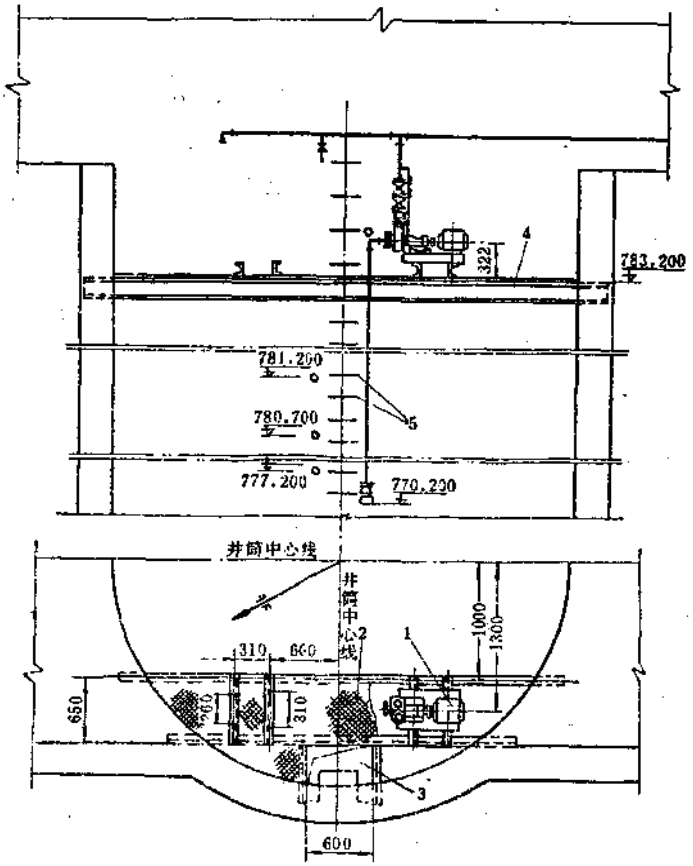


图 1-1-208　遵义锰矿副井井底水泵平台布置图

1—水泵；2—平台板；3—人行孔；4—水泵基座梁；5—爬梯

1.9.3 粉 矿 回 收

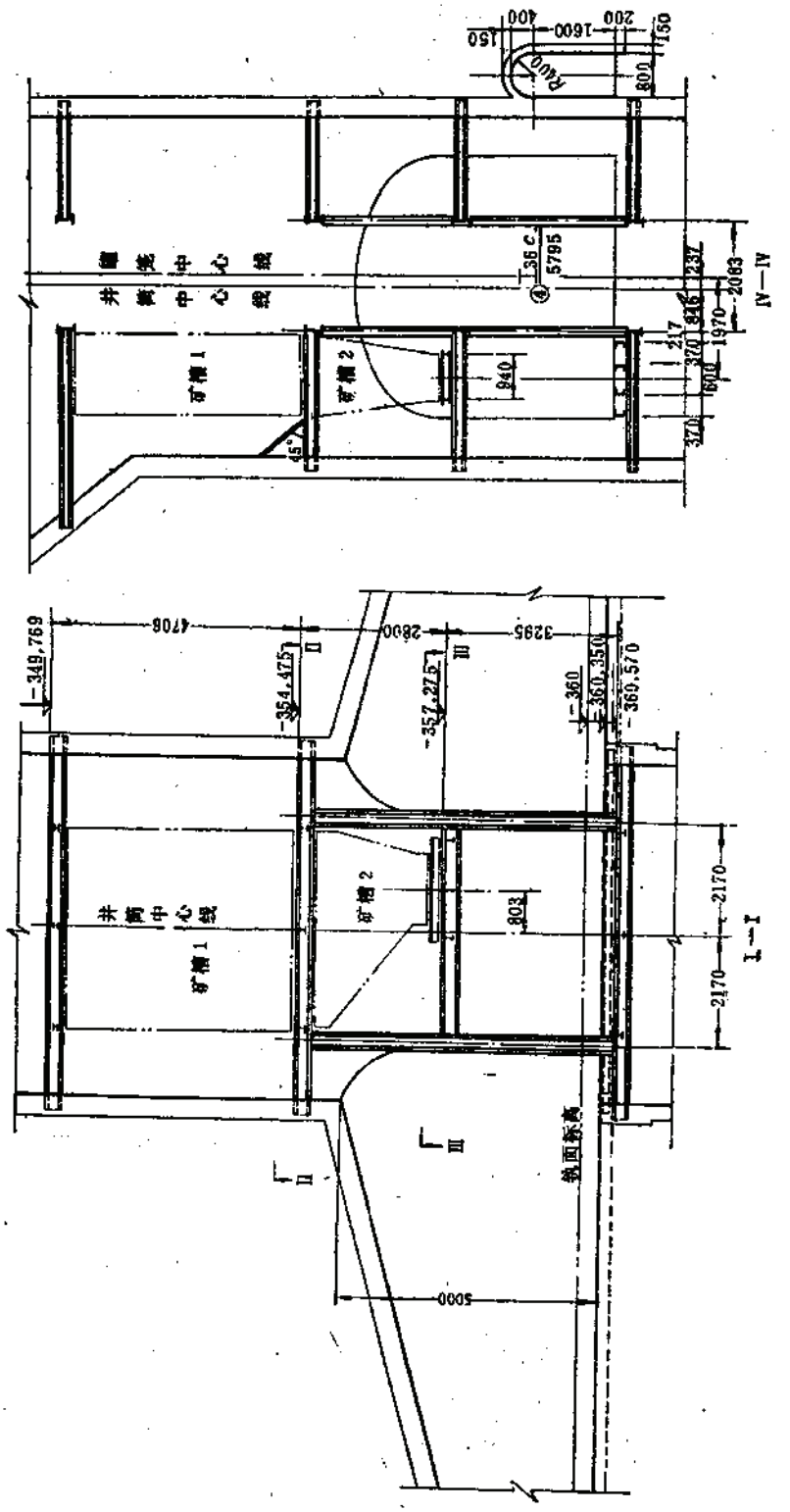
在箕斗提升或装、卸矿过程中，不可避免地要撒漏矿，造成井底粉矿堆积。撒矿量的大小一般与矿石块度、计量装载闸门、箕斗型式规格等因素有关。在金属矿山中，当采用翻转箕斗时，撒矿量为提升矿石量的10～15‰；当采用底卸式箕斗时，撒矿量为3～6‰。

粉矿回收的结构组成有：

（1）粉矿漏斗仓安设在井底箕斗装载水平以下，直接承接由于箕斗在装、运、卸过程中撒落的粉矿。粉矿仓容量一般不小于正常提升七天的撒矿量。

混合井或有人行间的其他井筒，粉矿仓与提升间必须间隔开，成为单独的漏斗仓，通过闸门装进矿车。间隔栅板用钢材或木材制成，见图1-1-209。

（2）根据粉矿回收的不同方式，有时要增加一些辅助设施。如粉矿清理巷、沉淀


井筒中心线
矿槽1
矿槽2
45°
840
56 C
5795
217
320
370
600
1970
2063
237
IV—IV
R600
1600
200
150
400
800
井筒中心线
矿槽1
矿槽2
803
-349.769
4708
2800
3295
-354.475
-357.275
-360
-360.350
-360.570
2170
2170
I—I
II
III
轨面标高
5000

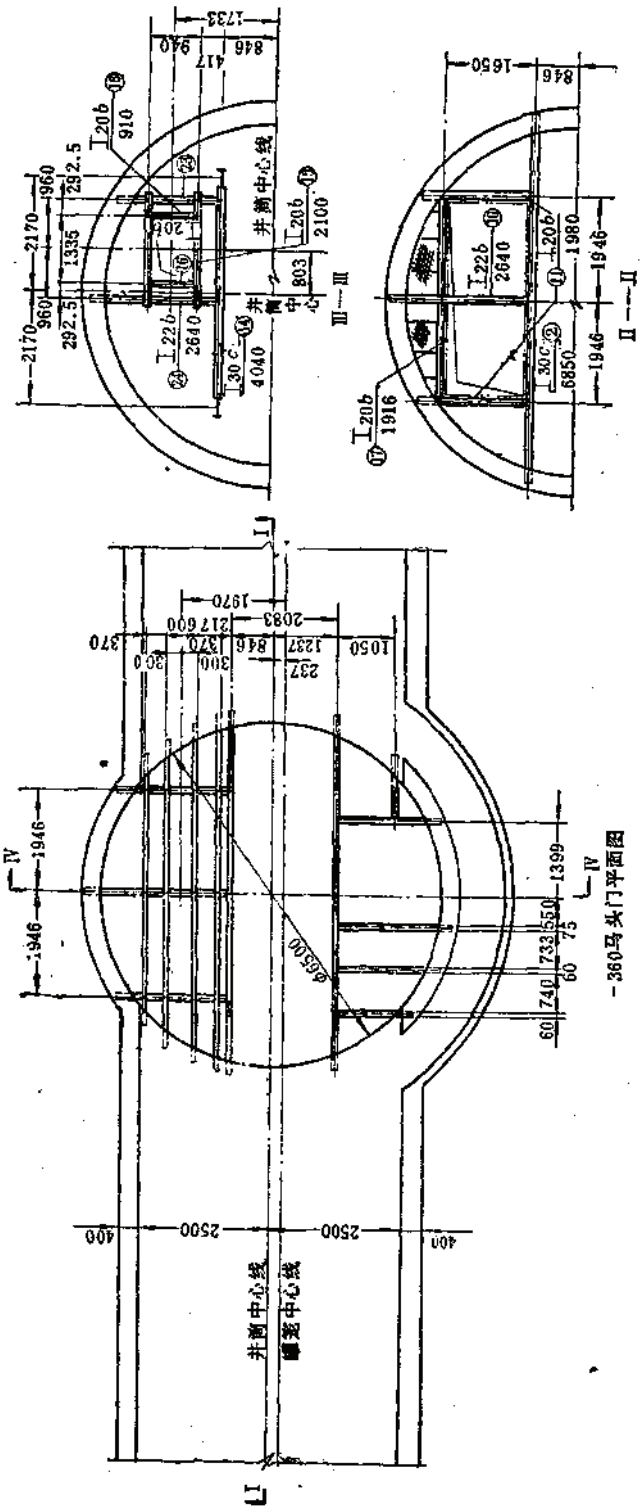


图 1-1-210　程潮铁矿－360m水平马头门箕斗清理布置图

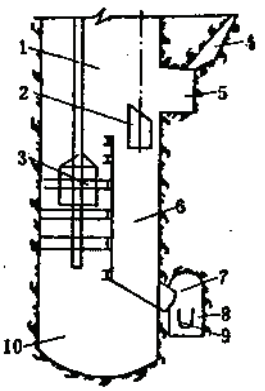


图 1-1-209 粉矿漏斗仓结构

1—提升井；2—箕斗；3—罐笼；4—箕斗矿仓；5—计量装载硐室；6—粉矿仓；7—漏斗闸门；8—粉矿清理平巷；9—粉矿车；10—井底水窝

池、井底水仓、井底泵站、通风机室及卷扬机室等。其设计参见第六章。

粉矿回收系统布置实例见图1-1-210。

1.10 竖 井 延 深

竖井延深是生产矿井保证延续生产、开拓新阶段的关键工程。因此，在矿山工程的可行性研究、方案设计和初步设计阶段，必须对竖井延深的可行方案加以考虑。

1.10.1 竖井延深设计的一般原则

（1）竖井延深的可行方案必须是，在确保矿井持续生产和施工安全的前提下，所需的辅助工程最小，设备最少，施工周期最短。

（2）竖井延深，通常需要在生产阶段以下几十米处布置一个延深辅助水平，然后向下开凿必要的巷道、措施井及辅助硐室，在掘砌井筒或刷砌反井时，用以提升运输废石、人员及材料，并布置通风、排水、压气等管线。

（3）用梯子间延深竖井井筒时，应按提升绞车与卸矿方式对梯子间进行改装。改装的方式见表1-1-103。

（4）箕斗井延深，要有可靠的防止撒矿措施。

1.10.2 竖 井 延 深 工 序

（1）竖井延深准备工作有：开凿延深辅助巷道、硐室及提升间，开凿延深水平反井井底巷道；预留保护岩柱或构筑人工保护盘；安装延深施工设备及管线。

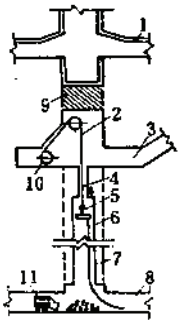
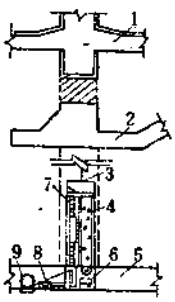
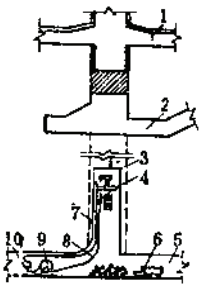
（2）井筒掘砌工作包括：井筒掘进或反井掘进及刷大；井筒永久支护。

（3）井筒安装包括：延深井筒安装；拆除保护岩柱或人工保护盘，砌壁；延深辅助巷道（马头门）的接井安装。

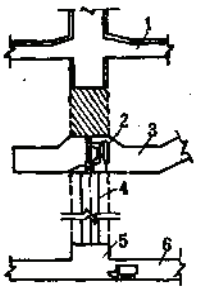
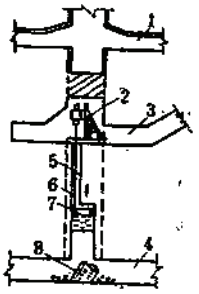
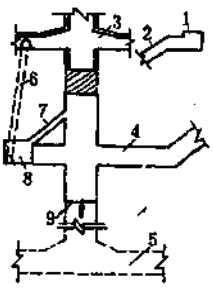
1.10.3 竖 井 延 深 方 案

竖井延深方案见表1-1-104。

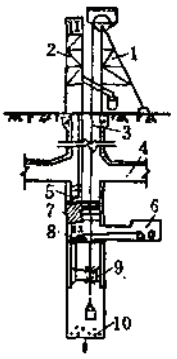
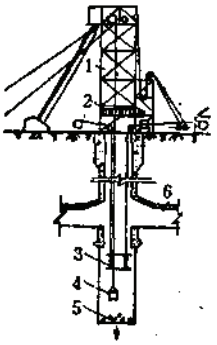
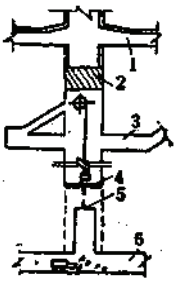
竖井延深方案　　表 1-1-104

延深方案		图示	方案内容	优缺点	适用条件
自下向上延深	吊罐反井法延深井筒	 1—生产水平；2—提升钢丝绳；3—辅助水平；4—中心钻孔；5—吊罐；6—风水软管；7—反井；8—延深水平井底巷道；9—保护岩柱；10—提升绞车；11—装岩机	在开凿辅助水平及通往延深水平的反井井底巷道之后，先在延深井筒中央打钻孔，在辅助水平安装一台绞车，通过中心钻孔下放钢丝绳提升吊罐，利用吊罐作提升容器和凿岩平台，完成小断面反井掘进，然后由上向下进行井筒的刷大和永久支护	优点：1.机械化程度较高，减轻笨重体力劳动；2.工序简单，不进行临时支护，节省大量材料；3.可利用中心钻孔通风，通风条件较好；4.辅助工程量小，施工设备型号小，数量少；5.施工速度快，效率高，成本低 缺点：1.钻孔偏斜不易控制，偏斜大时吊罐运行困难，延深段高因此受到限制；2.要有可靠的吊罐防过卷措施，由于反井不支护，要求岩石稳定性好；3.放炮母线及风水软管的损耗量较大	1.岩质比较坚硬稳定，$f>4$ 2.井筒涌水量小于$5m^3/h$ 3.反井高度小于150m 4.提升钻孔的偏斜不超出反井断面之外
	普通反井法延深井筒	 1—生产水平；2—辅助水平；3—反井工作面；4—矸石间；5—延深水平井底巷道；6—矿车；7—梯子间；8—局扇；9—提升绞车	由延深水平井底巷道自下向上掘一个小断面反井（用木框支护并兼作凿岩平台）与辅助水平贯通，再自上向下进行井筒的刷大和永久支护	优点：1.辅助工程量小；2.提升绞车型号小，工作面不用装岩和排水设备；3.施工方法简单，容易掌握 缺点：1.劳动强度大，如上下爬梯子，架木框支护等；2.通风及提升材料困难；3.坑木消耗量大；4.施工速度慢，效率低	1.岩质松软破碎，需要进行临时支护的反井施工 2.反井高度一般不大于100m
延深	爬罐反井法延深井筒	 1—生产水平，2—辅助水平，3—反井工作面；4—爬罐；5—延深水平井底巷道；6—装岩机；7—导轨；8—压风软管；9—爬罐软管绞车；10—风水分配器	利用自身带有驱动装置的爬罐，沿着安装在延深水平的反井井帮的导轨自行升降，工人乘爬罐掘进小断面反井，与辅助水平贯通后，自上向下拆除导轨，并进行井筒刷大和永久支护	优点：1.不需要钻凿提升中心孔，反井掘进时不需要安装绞车和开凿辅助水平的上部硐室，准备工作量少；2.爬罐自身驱动，沿导轨运行，避免了吊罐的卡罐和过卷事故发生；3.可适用于软岩层中 缺点：1.设备投资高，安装工程量大；2.设备维修、检查工作复杂；3.通风条件不好；4.反井高度受风压限制，风动爬罐要求风压$6kg/cm^2$以上，否则爬罐零升困难	1.垂直反井和45°以上的反井 2.大于100m的高反井 3.需要支护的反井

续表

延深方案		图示	方案内容	优缺点	适用条件
自下向上延深	深孔爆破反井法延深井筒	 1—生产水平；2—深孔钻机；3—辅助水平；4—炮孔；5—爆落岩石预留空间；6—延深水平井底巷道	在开凿辅助水平及通往延深水平的反井井底巷道之后，用深孔钻机按反井断面尺寸沿反井全高自上向下或自下向上钻凿一组平行炮孔，然后分段爆破，崩落的岩石自反井下部装出，再进行井筒刷大和永久支护	优点：1.工人不进入工作面，作业安全，劳动强度低；2.需用设备少，除钻机和装岩设备外，不需要其它设备；3.施工速度较快，节省坑木，投资较少 缺点：1.反井掘进高度受钻孔偏斜限制；2.掘高反井时成本高，钻孔偏斜大，难于控制	1.反井高度在50m以内 2.倾角45°～90°的反井 3.掘进高反井时，也可下部用普通法或吊罐法，上部用深孔爆破法联合使用
	钻进法延深井筒	 1—生产水平；2—钻进机；3—辅助水平；4—延深水平井底巷道；5—导向孔；6—钻杆；7—扩孔器；8—岩芯	在开凿辅助水平及通往延深水平的反井井底巷道之后，用特制的回转式钻机先在反井的全深自上向下或自下向上钻一个直径200～300m的导向孔，再分次扩大至井筒所需直径。或不打导向孔，用全断面刀盘直接按井筒直径进行钻进，再进行永久支护	优点：1.工人不进入井筒作业，操作条件好，安全；2.钻机连续作业，实现了综合机械化，钻井时仅需司机、助手和2～3名装岩、运输工；3.钻成的井筒为平整光滑的圆形断面，受力情况好，通风阻力小；4.钻进速度快，一般月进速度150～300m，最高600m；5.使用范围广 缺点：1.设备投资和动力消耗大；2.设备庞大、笨重，不便于运搬和安装，钻机硐室和设备安装工作量大；3.成本高，主要原因是扩孔刀具使用寿命短，刀具费用高，约占总钻进成本的60%	1.垂直井和45°以上斜井 2.可打小直径(1.2m)、中等直径(1.8～2.4m)，也可打大直径，最大达6.5m 3.能掘进高反井，一般以45～200m为宜，最高达600m 4.能用于地压大、地温高、涌水大的地方
自上向下延深	利用辅助水平延深井筒	 1—辅助提升绞车房；2—辅助提升井；3—生产水平；4—辅助水平；5—延深水平；6—风道；7—绳道；8—凿井提升绞车房；9—延深掘进工作面	由生产水平通过暗井到达延深井筒之下开拓延深辅助水平，在辅助水平上开凿为延深服务的巷道硐室，布置施工设备，并由此水平向下进行井筒的掘进和永久支护	优点：1.延深工作本身独立性较大，对生产影响小；2.井筒全断面掘进，并布置设备，与新凿井相似，掘砌速度较快 缺点：1.辅助工程量大，一般占井筒延深工程量的25～50%，辅助工程施工时间长；2.占用施工设备多；3.总的延深时间长，延深速度不快，投资多，成本高	1.适用于各种自然条件，不受岩石性质、涌水、瓦斯等条件的限制 2.适用于各种深度，段高不受限制

续表

延深方案		图　　示	方案内容	优缺点	适用条件
自上向下延深	利用延深间或梯子间延深井筒	 1—凿井井架；2—生产井架；3—提升钢丝绳；4—生产水平；5—井底水窝；6—稳车硐室；7—保护岩柱；8—封口盘；9—吊盘；10—延深掘进工作面	利用井筒内预留的专门延深间、梯子间或其它提升间改装的延深间，布置和吊挂延深主要施工设备，自上向下地延深井筒，矸石利用吊桶通过延深间提升到地面或井下的中间水平卸载	优点：1.辅助工程量少，投资少；2.管理比较集中，独立性较好，对生产影响较小；3.可全断面掘进，一次成井 缺点：1.提升能力及延深速度受延深间断面及提升高度的限制，延深速度不高；2.安装设备、构装保护设施及改装梯子间等，需要较长停产时间，对生产影响较大	井筒断面有专用的延深间或其它可以利用的富裕空间的延深井
	利用生产提升设备延深井筒	 1—生产井架；2—卸矸台及溜槽；3—吊盘；4—吊桶；5—延深掘进工作面；6—生产水平	停止井筒的生产提升，改为延深井筒的提升，自上向下延深井筒，其施工方法与利用永久设备打井相似	优点：1.准备工作简单，时间短，投资少，可以设法利用生产永久绞车、井架和地面运输系统为井筒延深服务；可简化设备和管路布置；2.可以独立地进行施工，与生产互不干扰，可布置大型的施工设备；3.施工速度较快；4.可全断面掘进，一次成井 缺点：停止一个生产井筒的正常生产，可能打乱原有的生产秩序，影响全矿产量	全矿必须具有两个以上井口，且停止其中一个进行延深，能设法保证全矿井的产量
混合法延深		 1—生产水平；2—保护岩柱；3—辅助水平；4—自上向下延深工作面；5—自下向上延深工作面；6—延深水平井底巷道	预先在一个或同时在几个生产水平向延深的井筒掘进石门或平巷，布置施工设备，然后同时自上向下和自下向上延深井筒	优缺点和适用条件，是组成该法的两个方案的综合	

梯子间改装方式 表 1-1-103

提升绞车与卸矸台布置方式	改装部位	改装内容
提升绞车与卸矸台均在地面	因延深吊桶是在地面与延深工作面之间运行，因此，需把从地面到延深辅助水平之间的梯子间进行改装	拆除梯子间内的中间梁，梯子及各层平台，保留竖向隔板，把与永久提升间相邻的内侧用板子订严 卸矸台布置在生产水平或延深辅助水平时，从地面往下的各层梯子间平台可不拆除，仅需钻一个直径100～150mm的小孔，以便通过提升钢丝绳，但要拆除生产水平或延深辅助水平以上15～20m的梯子间
提升绞车在地面，卸矸台在生产水平或延深辅助水平	因延深吊桶是在生产水平或延深辅助水平的卸矸台至延深工作面之间运行，因此，只需把从生产水平或延深辅助水平以上15～20m的梯子间进行改装，作为安装卸矸台及溜槽的空间	
提升绞车与卸矸台均在生产水平或延深辅助水平	同上	

1.10.4 竖井延深的保护结构

竖井延深时的井底水窝改造及安全保护设施结构型式见表1-1-105。

1.10.5 竖井延深实例

（1）杨家仗子岭前矿混合井延深见图1-1-211。

该井的延深方案是在井底留7.2m的保安岩柱，从－160m水平向－195m水平打一措施斜井，竖井延深时提升的废石，上下人员、材料均从斜井运送，每掘一个阶段后，就自下向上浇灌混凝土井壁，然后再自上向下全断面掘进一个阶段，依此反复进行。全井筒掘砌完后再进行井筒安装。最后掘通保护岩柱并安装此段井筒。

（2）红透山矿竖井延深见图1-1-212。

该井延深方案是从＋73m自上而下掘进溜井，再从溜井向竖井掘阶段运输巷，然后从各个阶段同时自下向上采用吊罐反掘，在延深段的上部留保护岩柱，永久支护采用喷射混凝土。

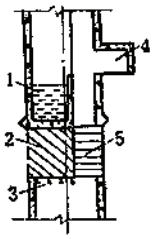
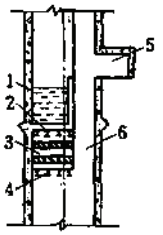
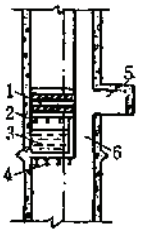
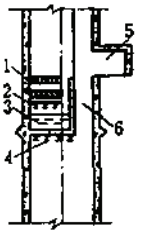
（3）抚顺红旗煤矿主井延深见图1-1-213。

该井延深方案是在生产水平，井筒下部留保安岩柱，从－520m水平自上而下掘进一条斜井至－635m水平，再向井筒中心掘一条平巷，然后沿井筒中心打一钻孔，采用吊罐自下向上掘小断面反井。再自上向下刷大井筒。临时支护采用喷锚支护。全部掘进完后再自下向上进行永久支护，最后掘通保安岩柱并进行此段井筒安装。井筒延深时的材料、人员、废石均通过斜井提升，再运至－520m水平，由副井罐笼提至地表。

（4）黑龙江省新一矿主井延深见图1-1-214。

该井净直径6m，井内布置一对6t底卸式箕斗，另外布置有梯子间及专为井筒延深用的延深间。原井底标高为＋109.5m，其下留有10m高的岩柱。延深间在井筒一侧穿过岩柱并以密集井框进行支护。延深间小井为2.1×2.1m。岩柱下有一层用I 20组成的护顶盘支护岩柱，护顶盘下有一提升间，高9.7m，供卸矿（岩）用。延深辅助水平设于＋90.5m标高。在吊桶一侧设出车绕道，与出车绕道成90°的方向上设稳车硐室。在＋105m标高有一斜巷与主井井底相通，为清理井底用。

竖井延深安全保护设施结构　　表 1-1-105

井底水窝之下设保护岩柱	井底水窝之下设人工保护盘	井底水窝之上设人工保护盘	井底水窝之中设人工保护盘
			
1—井底水窝；2—保护岩柱；3—护顶盘；4—水泵房；5—延深间	1—井底水窝；2—钢梁；3—水平式保护盘；4—钢梁；5—水泵房；6—延深间	1—水平式人工保护盘；2—钢梁；3—井底水窝；4—钢梁；5—水泵房；6—延深间	1—水平式人工保护盘；2—钢梁；3—井底水窝；4—钢梁；5—水泵房；6—延深间

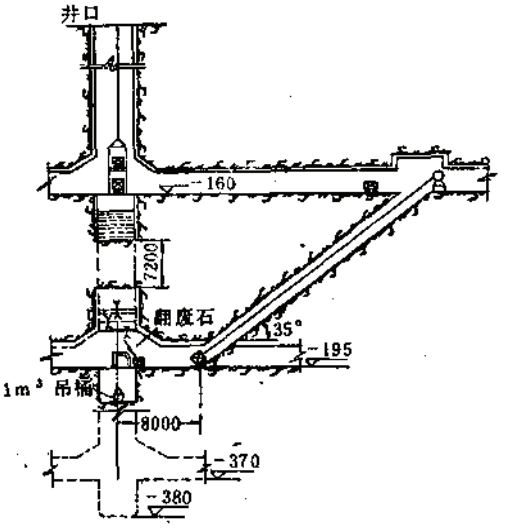


图 1-1-211　杨家仗子岭前矿混合井延深方案图

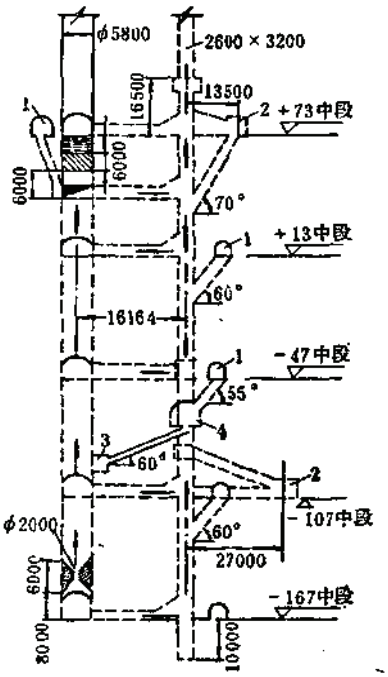


图 1-1-212　红透山矿竖井延深系统图

1—卸矿硐室；2—下掘溜井卷扬硐室；3—计量装载硐室；4—破碎硐室

主井延深掘砌、安装完后，再自上而下爆除岩柱，进行最后的安装。

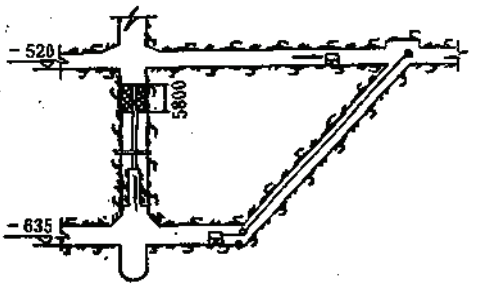


图 1-1-213 抚顺红旗矿主井延深方案图

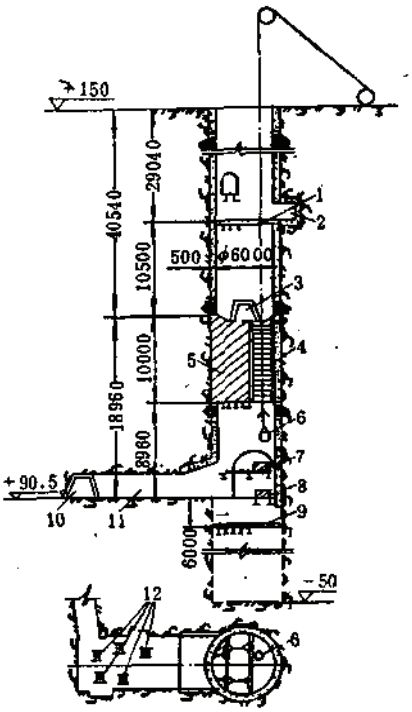


图 1-1-214 黑龙江省新一矿主井延深方案图

1—井底水窝平台；2—井底水窝硐室；3—清理斜巷；4—穿岩柱小井；5—岩柱；6—吊桶；7—卸矿平台；8—封口盘；9—工作台；10—通风材料巷道；11—稳车硐室；12—8t稳车

1.11 风 井

1.11.1 风井设计的一般原则

（1）风井设计首先应满足通风要求，并应遵守《冶金矿山安全规程》中的有关规定。

（2）风井设计是在采矿、矿机等专业委托资料提交后进行，井帽部分还要注意与土建专业的衔接。

（3）主回风井一般不应用作正常生产时的辅助提升井和主要人行通道。

（4）主回风井可以用作矿井的一个安全出口，当作安全出口时，井深在300m以内设梯子间(梯子间应封闭)，当井深超过300m时应设紧急提升设备。

（5）装有扇风机的出风井井口必须严密封闭。

1.11.2 风井断面的确定

风井一般采用圆形断面，在确定风井断面时除应考虑风量及风速外，还应考虑获得最佳综合经济效果。

1.11.2.1 按矿井通风量及风速确定风井断面

风井断面允许风速见表1-1-106。其计算如下：

$$S \geqslant \frac{Q}{v} \tag{1-1-451}$$

井巷允许最大风速 表 1-1-106

井巷名称	允许最大风速 (m/s)
专用风井、风硐	15
专用物料提升井	12
风桥	10
提升人员和物料井筒，主要进、回风道	8
运输巷道、采区进风道	6
采矿场、采准巷道	4

式中 S——主回风井通风有效断面，m^2；

Q——风井通过的风量，m^3/s；

v——允许的最大风速，m/s，见表1-1-106。

1.11.2.2 **按风井基建、生产维修、主扇运行之总费用最低值选择最优风井断面**

选择最优风井断面见下式和图1-1-215。

$$x_M = x_I + x_V + x_D \tag{1-1-452}$$

$$x_D = \frac{\alpha \cdot p \cdot Q^3 \cdot 24 \times 365 \cdot T \cdot U_p}{102 \cdot S^3 \cdot \eta} \tag{1-1-453}$$

式中 x_M——主回风井每米的总费用，元；

x_I——主回风井每米的基建费用，元；

x_V——在服务期限内的主回风井每米的维修费用，元；

x_D——主回风井每米的通风动力费用，元；

α——风井通风摩擦阻力系数；

p——风井断面周长，m；

Q——风井通过的风量，m^3/s；

T——风井服务年限，a；

U_p——每度电的费用，元；

η——通风的全效率，包括风机效率、电机效率、变压器效率、输电效率、扇风机的传动效率之乘积，一般取0.5～0.6。

计算出风井基建费、维修费及通风动力费后，在每米风井费用及风井断面的坐标图上划出曲线，把三条费用曲线迭加起来，得出总费用曲线，总费用曲线的最低点所对应的风井断面就是所求的最优经济断面，见图1-1-215。

1.11.3 风井结构

1.11.3.1 风道

风道是风井与地面扇风机连接的通道。一般为圆形断面。断面大小根据风机的规格型号而定。风道一般要用混凝土或钢筋混凝土砌筑，内表面用1:3或1:4水泥砂浆抹平。为减少通风阻力，风道与风井连接处应做成圆弧形，其夹角小于45°。风道应尽量减少转弯，当必须转弯时，转弯处应有一定的圆弧，见图1-1-216。

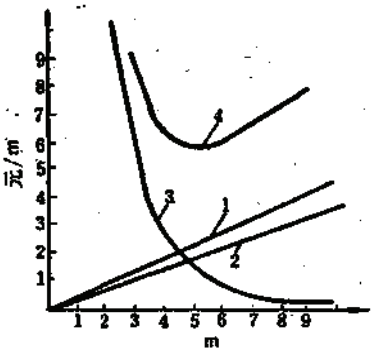


图 1-1-215 通风井最优经济断面曲线迭加图

1—基建费用曲线；2—维修费用曲线；3—通风动力费用曲线；4—总费用曲线

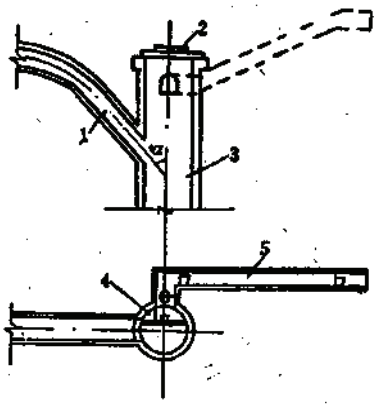


图 1-1-216 风道与风井的连接

1—风道；2—密闭门；3—风井井筒；4—梯子间；5—安全出口

风道的平面布置及风道的长度，根据通风设备及所处地形决定。风道底板至地表的距离视表土层稳定程度而定。当表土层稳定时，地表至风道底板深度应大于5m。当表土层不稳定时，风道底板标高可适当提高。

1.11.3.2 风井的安全出口

安全出口是作为从风井上、下人通达地面的人行道。安全出口与风井连接处应布置在梯子间一侧，与风道成垂直方向，并位于风道口以上不小于2m。为便于上、下人员及安装风门，安全出口与风井连接处应有4～6m一段平道。平道的标高应与风井内梯子间平台相适应，见图1-1-216和图1-1-217。

安全出口应用耐火材料砌筑。安全出口的断面多为拱形和矩形，钢筋混凝土顶盖。为便于行人，安全出口宽不小于1.2m，高不小于2.0m。与井筒相连的平段上及地面出口处必须设三道风门。

当为抽出式出风井时，一道门向内开，两道门向外开；当为压入式进风井时，两道门内开，一道门外开。

人行斜道内设行人台阶。

1.11.3.3 风井井底连接

风井井底与巷道连接有单侧和双侧两种，连接形式可做成马头门形或直角圆弧形，见图1-1-218所示。

只作通风用的风井，不设井底水窝，井筒淋水可顺井底水沟沿巷道流出。需延深的风井则留有10～15m深的水窝。

1.11.3.4 密封井盖

无提升设备的主风井井口，当不作安全出口时或留有安全通道出口时，可采用一道永久性密封井盖，见图1-1-217和图1-1-219所示。

当作安全出口且不设安全通道出口时，应设有带两道风门的永久性密闭井盖或永久性密闭墙，见图1-1-220。两道密闭门（墙）或两道密闭井盖之间距应不小于5m。

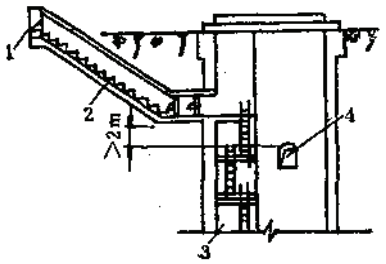


图 1-1-217　安全出口的布置

1—风门；2—安全出口；3—梯子间；4—风道

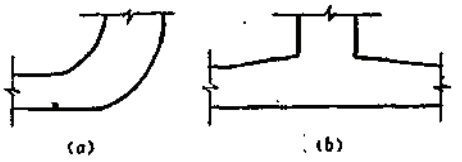


图 1-1-218　风井井底连接形式

(a)单侧直角圆弧连接；(b)双侧马头门式连接

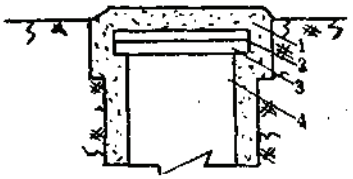


图 1-1-219　主风井井口永久性密闭

1—捣制混凝土；2—木板；3—钢轨；4—井筒

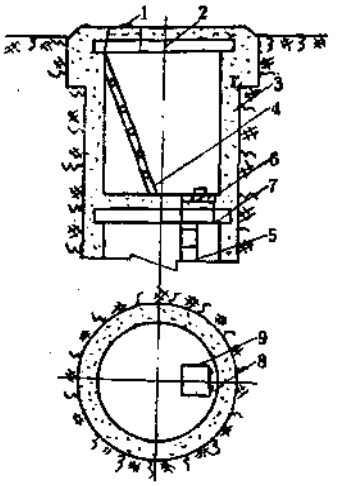


图 1-1-220　设两道井盖的风井井口密闭

1—拉手；2—钢轨；3—捣制混凝土；4—木梯；5—吊梯；6—木盖板；7—铁板；8—活页；9—毛绒毡

有提升设备的风井，当提升容器不出地表时，如不作安全出口，则结构与图1-1-219相似。如作安全出口时，其结构与图1-1-220相似。所不同之处是在永久性密闭井盖上要设置钢丝绳孔和电缆孔。绳孔直径根据钢绳摆动幅度而定，一般$D=200\sim300$mm。密闭方法同密闭门。

风井井口结构实例见图1-1-221。

1.12　电　梯　井

矿用电梯对于采用无底柱分段崩落法采矿或有地下破碎站的矿山，使用较为方便，各个分层均可用电梯井联系起来，如梅山铁矿、大庙铁矿、张家洼铁矿都有成功的经验。

1.12.1　矿用电梯设备的特点

（1）矿用电梯客货两用，轿厢不必过分装璜，应具有简单、牢固、耐用等优点。厢

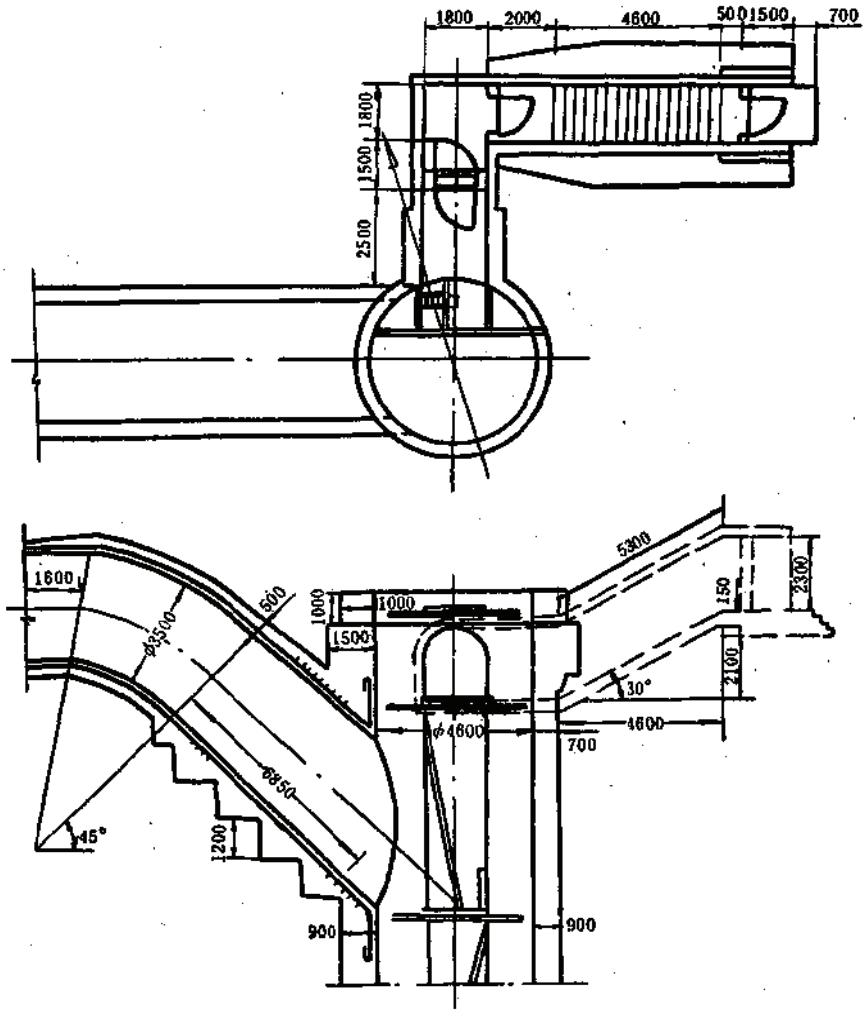


图 1-1-221 风井井口结构

体应适当做加强处理。

（2）设备应防潮，特别是电气设备更应具有防潮措施。

（3）矿用电梯井井壁不应有滴漏水现象。

（4）自动化程度不一定很高，多采用有司机按钮操纵，厅门的关闭与电梯的启动、停车应能链锁反应，并应有电话联系。

（5）遇有停电或电控失调等事故时，人员能从轿厢内安全撤出进入梯子间。

（6）轿厢门应能承受爆破冲击波的影响，采用栅栏门，不用密闭门。

（7）井下的机房硐室要求干燥并有良好的通风效果，以防室内温度过高。

（8）机房平台应设有活动的平台板，以便起吊更换机件。

（9）由于提升机为一小型多绳摩擦轮提升机，电梯运行远较单绳提升平稳，无需断绳保险，因此轿厢与井道间隙可不按罐笼与井壁间隙的要求考虑。

（10）如电梯井两侧有马头门，则轿厢要两侧开门，定货时需注明。

（11）如电梯需下放长材料，可利用厢顶活盖门，必要时要求厂方特制。

（12）限速器钢绳孔、极限开关钢绳孔如与梁的布置有矛盾，可采取增设压轮的措施（亦需与厂方商定），便于平台布置。

1.12.2　电梯井的设计细则

（1）电梯井宜为成对布置，不宜单打一。因为电梯运行不能停，至少要保证一台运转，一台检修。

（2）电梯井应设置梯子间，既便于管道敷设及维修，又可在电梯因事故停运时，人员从活盖门中撤至梯子间，属于必不可少的安全措施。

（3）井道设计应考虑有敷设供水管、压气管、电缆的位置，管子间的大小最小应能放置ϕ250mm压气管一根、ϕ150mm供水管一根。

（4）电梯井井道宜采用滑动模板、整体浇灌混凝土施工，这样井道规整、进度快，且施工允许的正偏差≤50mm容易得到保证。在围岩条件允许的情况下，也可采用锚喷支护。

（5）轿厢导轨梁的固定不采用预留梁窝，而采用锚杆固定，见第三节。梅山铁矿用锚杆固定导轨梁结构见图1-1-222。梁端要用水泥或树脂封闭。

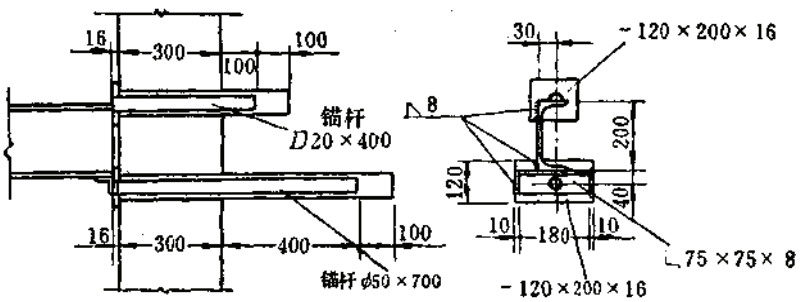


图 1-1-222　梅山铁矿锚杆固定导轨梁图

（6）当无长材料运往采区时，各层站可采用平马头门，厅门待安装时后砌。

（7）所有导轨、导轨梁、平台梁、平台板之间一律采用螺栓连接。

（8）导轨梁多采用〔20a，层间距一般为2m。

（9）梯子、金属网规格有2m、4m两种，应与导轨梁层间距保持一致。

（10）最上一层梯子的位置一定要考虑机房平台的合理布置，同时应注意到每层马头门处进入梯子间的方便性。

（11）电梯井机房硐室在井道顶部，多为独头，开机后室温升高，因此除梯子间到顶以外，还应另设一斜巷，通至下水平，这样既保证有两个出口，又使室内风流贯通，可改善室内工作条件。

（12）机房内除三根机座梁由厂家提供外，其余各梁均按强度进行计算（可参照1.7节进行），室内不设起重梁，而设起吊锚杆或起吊环，平台板采用螺栓固定，便于拆卸，起吊更换机件。

（13）机房硐室中的开关柜、控制台位置距墙不小于800mm。

（14）机电安装时，井上下应安设极限开关，以防过卷。

(15) 井底要预埋钢板，以便固定缓冲器，防止蹾罐。

(16) 井底积水需做导出处理，通过导管（泄水孔）导至集水坑。集水坑位置应在马头门与运输水平交接处附近。坑顶敷设盖板，坑壁设爬梯。

(17) 井下湿度大，空气中又常见有害气体，对钢材有腐蚀，因此所有构件均应做防腐处理，详见1.4节。

(18) 常用矿用电梯型号见表1-1-107。电梯井全貌见图1-1-223。圆形和方形电梯井系统分别见图1-1-224和图1-1-225。冶金系统现有电梯井通用设计系列型谱见表1-1-108。

常用矿用电梯型号一览表 表 1-1-107

起重量 kg	型号	开门方式	车厢尺寸 (mm)			方井道尺寸 (mm)		机房尺寸 (mm)		净门口 (mm)		额定速度 (m/s)	电机容量 (kW)
			B	L	H	B_1	L_1	B_2	L_2	B_3	H_1		
1000	TH10Ⅰ-1 TH10Ⅱ-2 TH10Ⅲ-3 TH10Ⅳ-4	左开栅栏门 右开栅栏门 贯通左开栅栏门 贯通右开栅栏门	2000	2000/2500	2200	2850	2350/2850	3500	4000	1600	2200	0.5/1.0	7.5/11
2000	TH20Ⅰ-1 TH20Ⅱ-2 TH20Ⅲ-3 TH20Ⅳ-4	左开栅栏门 右开栅栏门 贯通左开栅栏门 贯通右开栅栏门	2000	2500	2200	2850	2850	3500	4000	1600	2200	0.25/0.5	11
3000	TH30Ⅴ-1 TH30Ⅵ-2 TH30Ⅶ-3 TH30Ⅷ-4	左开铁板门 右开铁板门 贯通左开铁板门 贯通右开铁板门	2500	3000/3500	2200	3450	3350/3850	4000	4000	2000	2200	0.25/0.5	15

冶金系统现有电梯井通用设计系列表 表 1-1-108

序号	图纸编号	载重 (kg)	井形	层站高 (m)	有无梯子间	编制单位
1	YT-DT-1	3000	圆	10	有	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
2	YT-DT-2	3000	圆	12	有	
3	YT-DT-3	3000	方	10	有	
4	YT-DT-4	3000	方	12	有	
5	YT-DT-5	1500	方	10	有	连云港化工矿山设计研究院
6	YT-DT-6	1500	圆	10	有	
7	YT-DT-7	1500	方	12	有	
8	YT-DT-8	1500	圆	12	有	
9	YT-DT-9	1500	方	12	无	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
10	YT-DT-10	3000	方	10	无	
11	YT-DT-11	3000	方	12	无	
12	YT-DT-12	5000	圆	12	有	

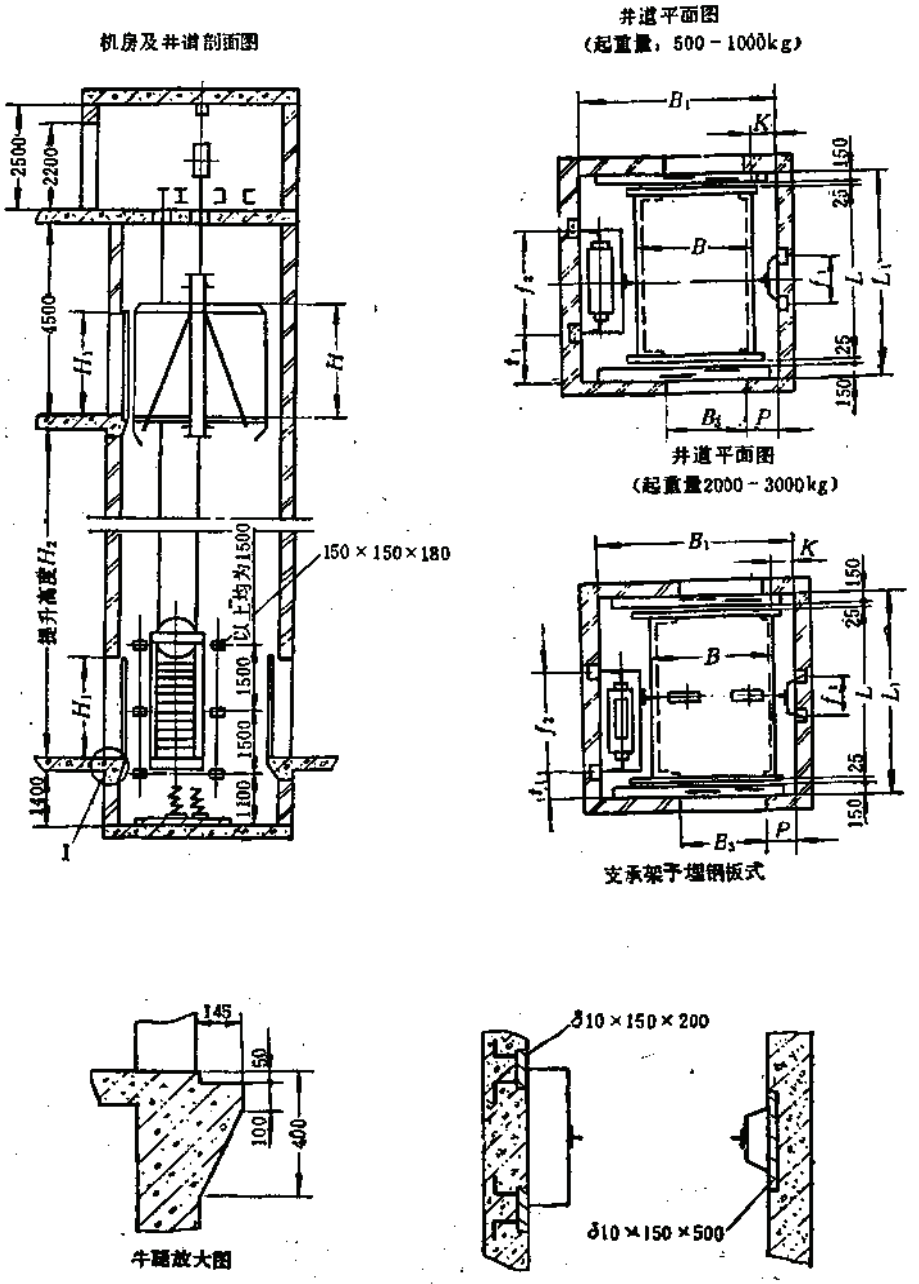


图 1-1-223　电梯井全貌图

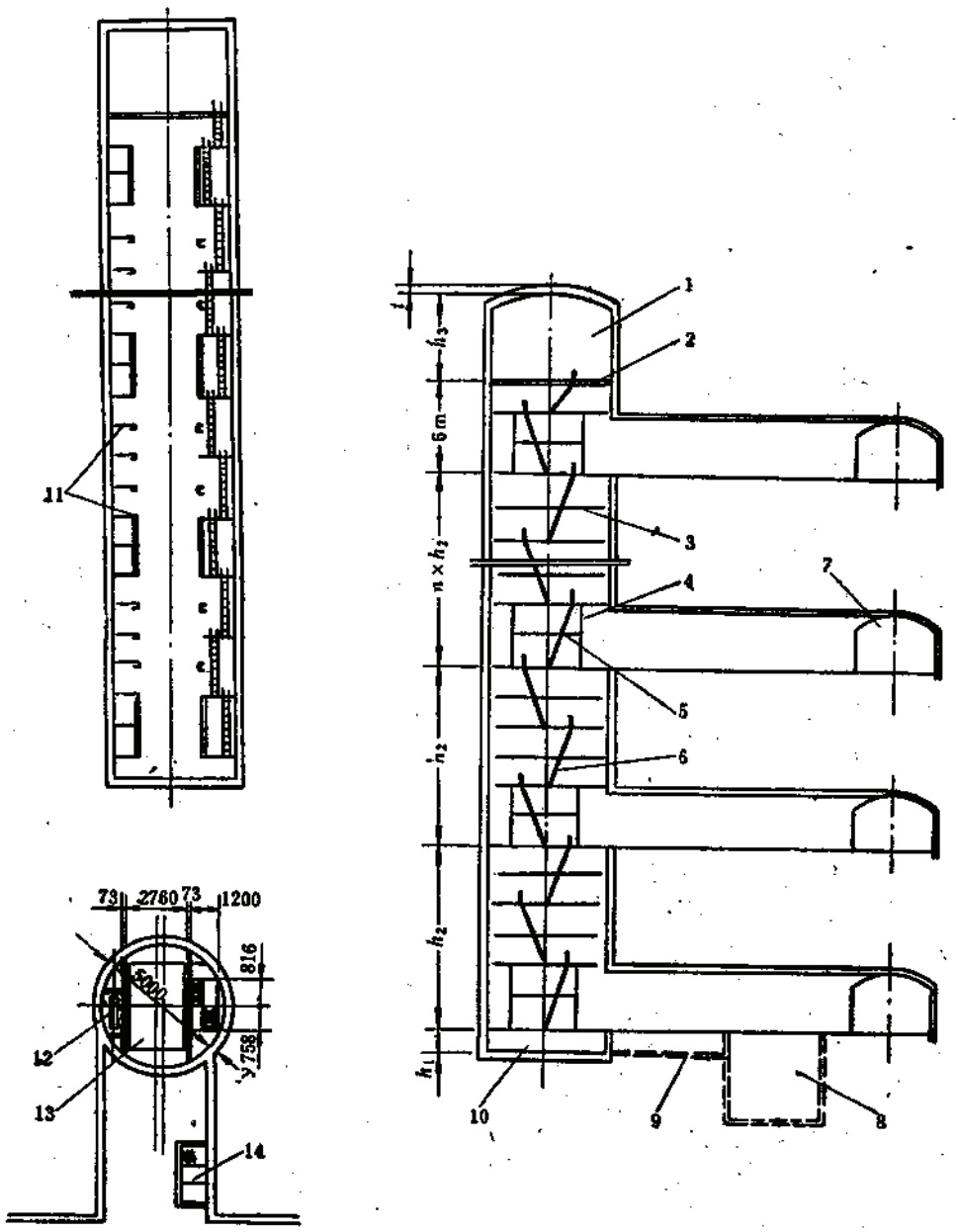


图 1-1-224 3t圆形电梯井系统图

1—机房硐室；2—机房平台；3—轿厢导轨梁；4—马头门框架；5—框架横梁；6—梯子；7—阶段运输巷；8—集水坑；9—泄水管；10—底坑；11—配重导轨梁；12—配重；13—轿厢；14—集水坑盖板；T—井道壁厚；t—硐室壁厚；h_1—底坑高度；h_2—一个层站高度，一般为8、9、10、12、15m；h_3—硐室高；n—层站数

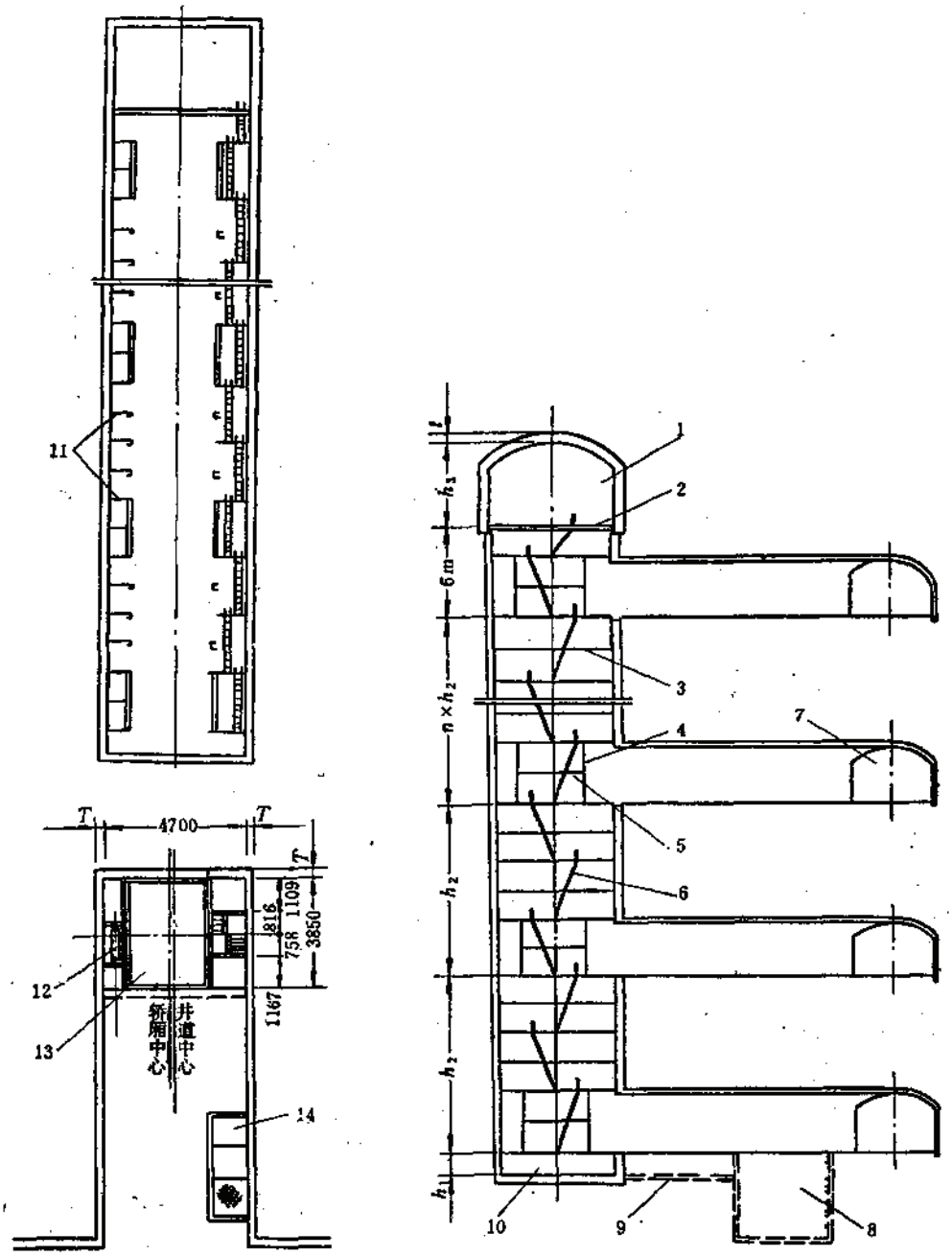


图 1-1-225　3t方形电梯井系统图

1—机房硐室；2—机房平台；3—轿厢导轨梁；4—马头门框架；5—框架横梁；6—梯子；7—阶段运输平巷；8—集水坑；9—泄水管；10—底坑；11—配重导轨梁；12—配重；13—轿厢；14—集水坑盖板；T—井道壁厚；t—硐室壁厚；h_1—底坑高度；h_2——个层站高度，一般为8、9、10、12、15m；h_3—硐室高度；n—层站数

1.13 设 备 井

设备井设计应遵循下列原则：

（1）设备井一般设在主要运输水平的端部，靠近采区一侧，一般为盲竖井。

（2）设备井断面大小的确定取决于下放的设备最大件尺寸及是否设置梯子间。

（3）设备井根据需要考虑进风或出风。

（4）设备井卷扬机硐室的布置一般有两种型式，即卷扬机硐室设在井上部（图1-1-

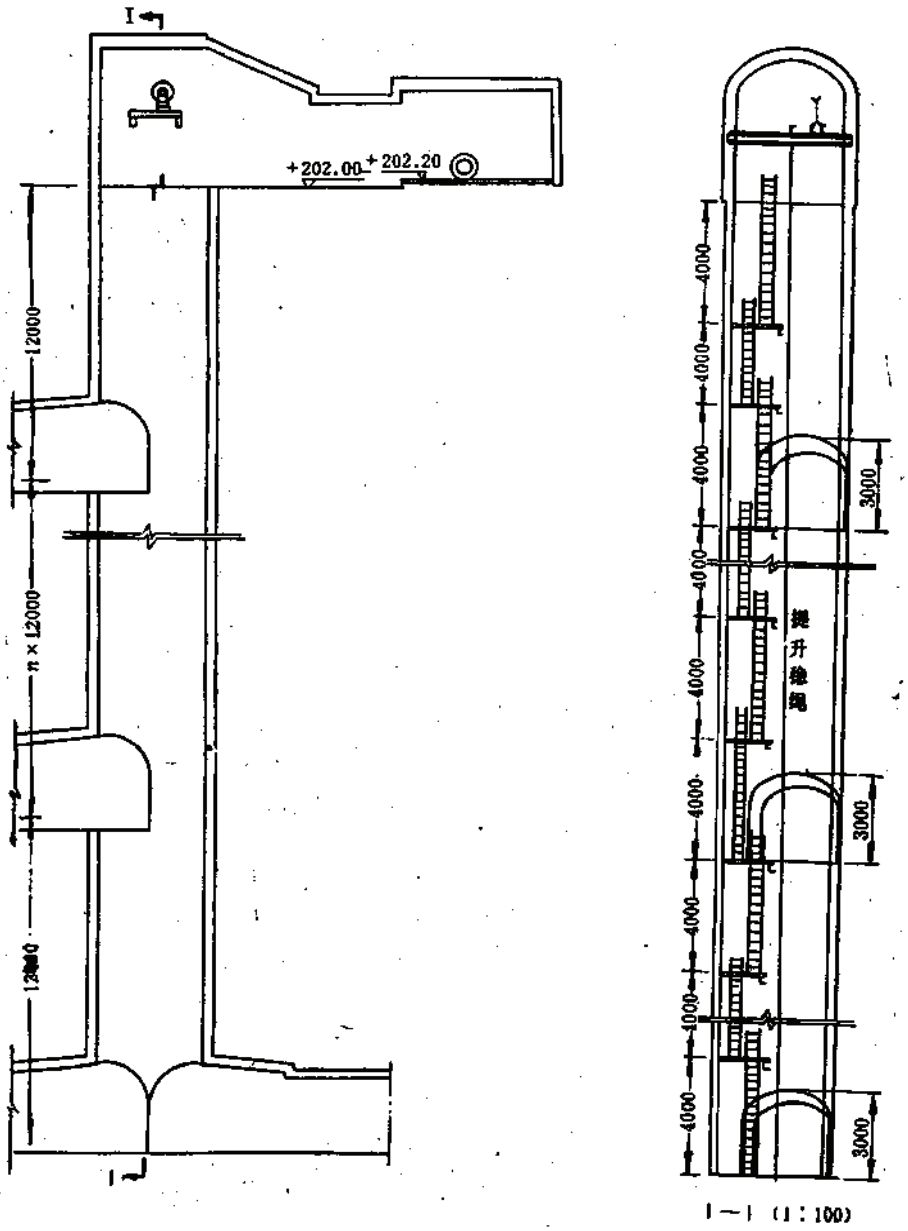


图 1-1-226 卷扬机设在井上部的设备井

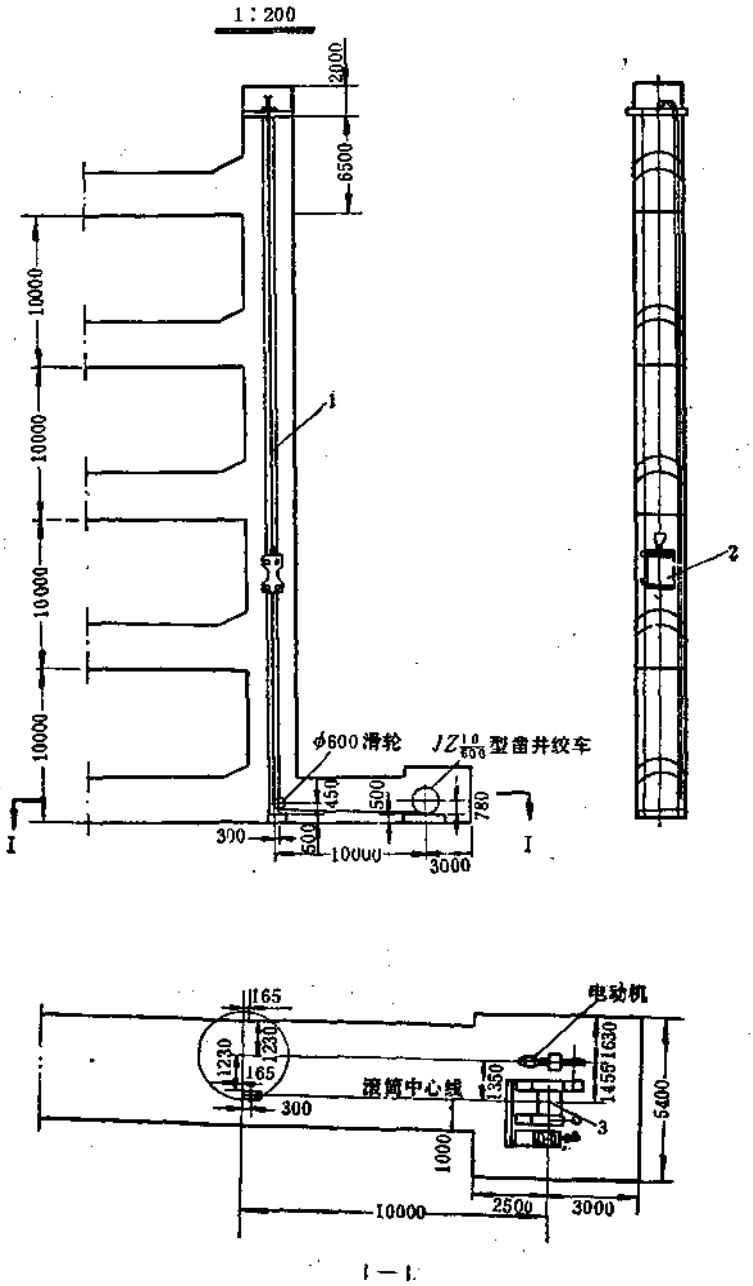


图 1-1-227　卷扬机设在井底部的设备井

1—提升钢绳，2—提升罐笼，3—卷扬机

226）和设在井底部（图1-1-227），视井上井下空间位置决定。

当卷扬机硐室设在井下时，其滚筒中心往往偏向一侧，井上部设导向轮。

（5）设备井内应设两根稳绳，当有梯子间时，两稳绳并列靠近梯子梁一侧，以防设备吊运时摆扭。

（6）设备井提升或下放大件时应有专用的提升吊架。

（7）一般设备井尽量不支护或采用锚喷支护。

（8）一条设备井多水平使用时，马头门设计应考虑大件进出方便。

（9）设备井上下阶段间要有信号联系。

(10) 卷扬机硐室设计见第六章。

第二章 斜 井

责任编写单位 北京有色冶金设计研究总院
参加编写单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院
长沙黑色冶金矿山设计研究院
昆明有色冶金设计研究院
秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院
编 写 人 陈宝有 刘心学 张建珍 胡忠陵
王崇义 董俊新

2.1 斜井种类及一般规定

2.1.1 斜 井 种 类

斜井按其用途或提升方式进行分类，见表1-2-1和表1-2-2。

按斜井用途分类表 表 1-2-1

序号	名称	用途	装备	适用条件
1	主斜井	提升矿石、废石	箕斗、矿车组或带式输送机	大型矿山
2	副斜井	提升人员、材料、废石，安设管路及电缆	矿车组、人车或材料车或架设乘人索道	大型矿山
3	混合斜井	具有主、副井性质	矿车组、人车或材料车	小型矿山
4	通风斜井	出风或进风，兼作材料井及人行安全井	设人行梯子，有的设提升设备运送材料	大、中型矿山
5	管道斜井	安装排水管及其它管路，有的兼作通风用	设有排水管线及其它管路和电缆，有时装设提升设备运输材料	涌水量较大的矿山
6	充填斜井	运送充填材料	设有充填管路及排水管	充填采矿法的矿山
7	斜坡道	输送人员、材料、无轨设备；运输矿石或废石	设有照明、电缆线铺设路面和安路标	大、中型矿山

2.1.2 斜井设计一般规定

（1）有人员上、下的斜井，当倾角小于30°，垂直深度超过90m，以及倾角大于30°，垂直深度超过50m时，在井内应安设运送人员的机械设备。

（2）斜井倾角的一般规定：主斜井（箕斗斜井）为25°～30°；矿车组斜井（包括材料斜井）不得大于25°；胶带输送机斜井一般不大于18°。

（3）采用轨道运输时，人行道的宽度不得小于1.2m，并设人行台阶及扶手；斜井

按斜井提升方式分类表 表 1-2-2

序号	名称	特征	适用条件
1	箕斗斜井	箕斗提升矿石和废石	大、中型矿山
2	矿车组斜井	以矿车组为提升设备的主、副井	中、小型矿山
3	带式输送机斜井	装有普通、钢绳芯、钢绳牵引和尼龙不同型胶带输送机，运矿石、废石	大、中型矿山
4	台车斜井	台车提升矿石、废石和材料	斜井倾角大于30°以上
5	人车斜井	用人车运送上、下井人员，兼作运送材料，井内安装各种管线	大型矿山

内各部位的安全间隙与平硐的要求相同，见本卷第三章。

（4）当运输材料的斜井兼作人行通道时，车道与人行道之间应设置坚固的隔墙。

（5）矿车组斜井下部停车场，应设躲避硐室；上部及中部各停车场应设挡车器或挡车栏，挡车器或挡车栏必须经常关闭，通车时方可打开。

（6）在带式输送机斜井内，带式输送机的一侧应平行敷设一条运送材料的运输线和一条检修人行道；带式输送机的最高点与斜井顶板的距离不得小于600mm。

人行道的有效宽度及带式输送机斜井内各部位的安全间隙详见本章2.6节。

（7）钢丝绳牵引带式输送机斜井兼作运送人员时应遵守下列规定●：

在上、下人员的20m区段内，胶带到斜井顶板净高不小于1.4m，行驶区段内的净高不小于1.0m；利用下胶带乘人时，上、下胶带间的净高不小于1.0m。

上、下人员的地点应设有平台和照明，下人平台长度不得小于5m，宽度不得小于0.8m，并有栏杆。在平台处不得有带式输送机的悬挂装置。下人地点应有明显的下人标志或信号。在人员下机前方2m处，必须设有能自动停车的安全装置。

（8）用架空车运送人员的斜井，蹬坐中心同井壁的距离不小于0.6m，踏蹬最低点离地一般为0.2m，乘坐间距不小于5m●。

（9）对通风斜井其断面应满足风量的要求。

（10）在地震区作斜井设计时，当地震烈度在8度至9度时，斜井支护应采用钢筋混凝土结构；当地震烈度在6度～7度时，支护应为素混凝土结构，如采用砖、石结构时，必须用不得低于M_m75砂浆砌筑。

（11）斜井断面的大小除应满足井内运输设备的安全通行和各处安全间隙的要求外，如果在井内还要运行大型设备时，应满足运送大型设备的足够空间要求。

2.1.3 斜井的工程地质与水文地质资料

在开展斜井施工图设计之前，必须打斜井工程钻，并提出正式的工程地质和水文地质资料。

2.1.3.1 对工程地质钻的要求

（1）斜井工程地质钻钻孔沿斜井轴线方向布置，其孔数不得少于3个。

● 见《煤矿安全规程》第323条。
● 见《煤矿安全规程》第324条。

（2）当只有一条斜井时，钻孔应布置在距斜井中心线10～20m的平行线上。

（3）当距离不大于50m的两条平行斜井时，则钻孔应布置在两条斜井中间的平行线上。

（4）在工程地质较简单的矿山，距斜井轴线20m范围内已有勘察钻孔，可以作为设计参考，经过甲、乙、丙三方商定可以不打或少打新的工程地质勘察钻孔。

2.1.3.2　工程地质勘察钻孔任务书

斜井工程地质勘察钻孔任务书　　表 1-2-3

工程名称		工程地点		建设单位	
钻孔设计数目（个）	钻孔位置	1号孔：$x_1=$　$y_1=$　$z_1=$		孔深（m）	1号孔
		2号孔：$x_2=$　$y_2=$　$z_2=$			2号孔
		3号孔：$x_3=$　$y_3=$　$z_3=$			3号孔

设计概况	斜井位置	$x=$　$y=$	井口标高		斜井断面	
	斜井倾角		斜井井底标高		斜井全长		施工方法	

技术要求	1. 斜井工程地质钻孔不得少于3个（沿斜井轴线布置） 2. 斜井工程钻孔终孔直径不小于91mm，钻孔的终深应超过钻孔位置处斜井底板以下3～5m 3. 钻孔要全孔取芯，岩芯采取率为：砂岩、破碎带、软弱夹层及溶洞区中不应少于50%，在土层及基岩中不少于75% 4. 岩芯必须顺序存放，装箱保存好 5. 测定岩石质量指标RQD值 $RQD=\frac{\geq 100mm长的岩芯段之和}{钻孔进度长度}$ 6. 钻孔偏斜率应控制在1.5%之内 7. 做简易水文地质观测工作，对主要含水层（组）应分层进行抽水试验，并应采取全分析及侵蚀性分析 8. 工程钻结束后，用不低于M_m100的水泥砂浆严密封孔。封孔后在地面应设永久性标志
提交资料内容	1. 钻孔通过岩层的柱状图及钻孔实测的纵横投影图 2. 斜井开拓时的水文地质条件，含水层（组）数量、埋藏条件、静水位和水头压力；对含水柱（涌水量、水的来源、渗透系数）和水质进行分析 3. 分析斜井通过的岩层、断层、溶洞及破碎带；说明岩层的节理、裂隙及其发育情况；绘出斜井的纵剖面图 4. 提出各有关参数：井口处的土层、砂层的厚度、重度、比重、温度、内摩擦角和承载能力等。通过不同岩层的厚度、重度、抗压及抗剪强度、内摩擦角等 5. 提出岩石的质量指标RQD值

对建井的意见	建井位置		施工方法		支护型式	
岩芯存放地点						

提交资料日期	提交资料份数	设计　发往
		施工　发往

委托任务单位	提交任务单位
联系人	设计负责人
电话	科室负责人
电报挂号	提交任务人
	电话
	电报挂号

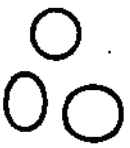
斜井工程地质勘察钻孔任务书具体要求见表1-2-3。

2.2 斜井断面型式及有关设施

2.2.1 斜井断面型式及其实例

斜井的断面型式可归纳为如表1-2-4所列的五种型式，斜井的断面实例见图1-2-1～图1-2-6（图中有些尺寸已不符现行规范）。

斜井断面型式表　　表 1-2-4

序号	名称	图示	特点	适用范围
1	半圆拱		受力性能好，拱顶承受压力大，但断面利用率稍低，开拓费用高	围岩不够稳定，顶、侧压较大，服务年限较长的矿山
2	圆弧拱		界于半圆拱与三心拱之间	围岩中等稳定，地压较小，服务年限较长的矿山
3	三心拱		断面利用率较高掘砌费用较半圆拱低，承受压力较差，当顶压大时，易在拱基及拱顶处开裂	同　上
4	梯形		断面利用率高，施工简单，对不均匀地压适应性较好，但维修量较大	围岩稳定，地压较小，服务年限较短的矿山
5	圆形 椭圆形 马蹄形		结构稳定，可承受多方来的压力，但断面利用率低，施工复杂，掘砌费用高	围岩不稳定，侧压和底压大的矿山

2.2.2 斜井内设施

斜井内除设有运输设备系统外，按其用途的不同还设有运输线路、人行道、各种管路和供电线路等系统。

2.2.2.1 斜井内铺轨

斜井内的运输线路应根据矿井服务年限，生产规模，提升设备选型及提升能力等因素

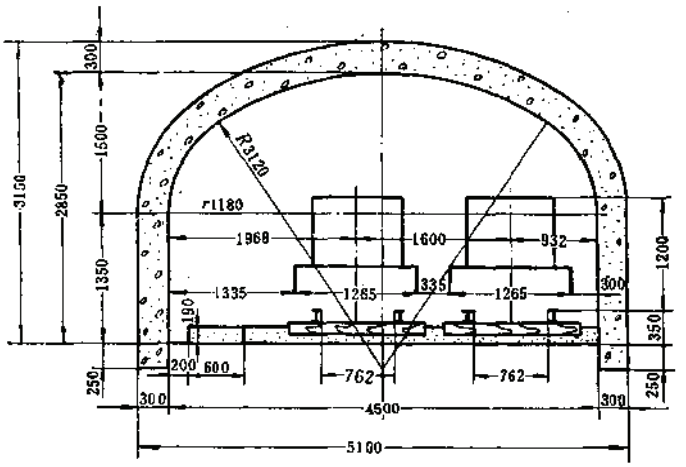


图 1-2-1　北洛峡铁矿箕斗斜井断面图

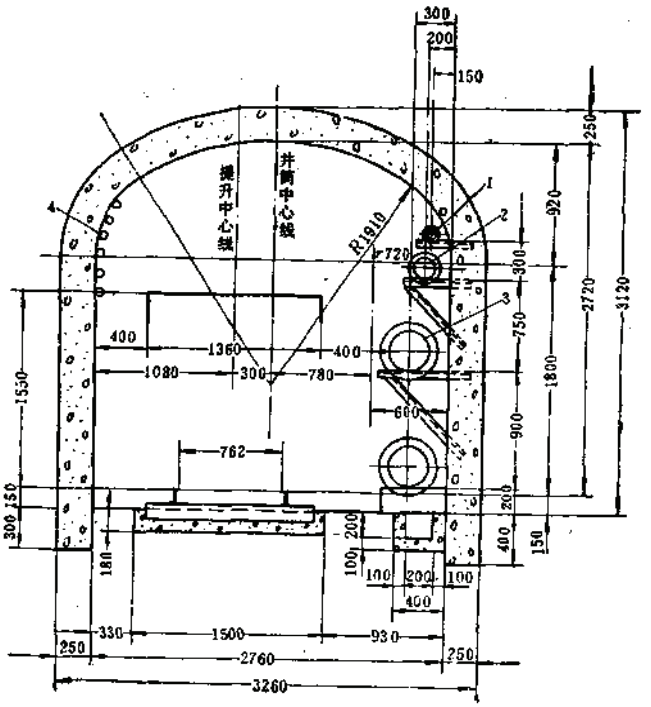


图 1-2-2　大栗子铁矿小栗子矿区矿车组斜井井筒断面图（无人行道）

1—ϕ57供水管；2—ϕ168压风管；3—ϕ325排水管；4—电缆

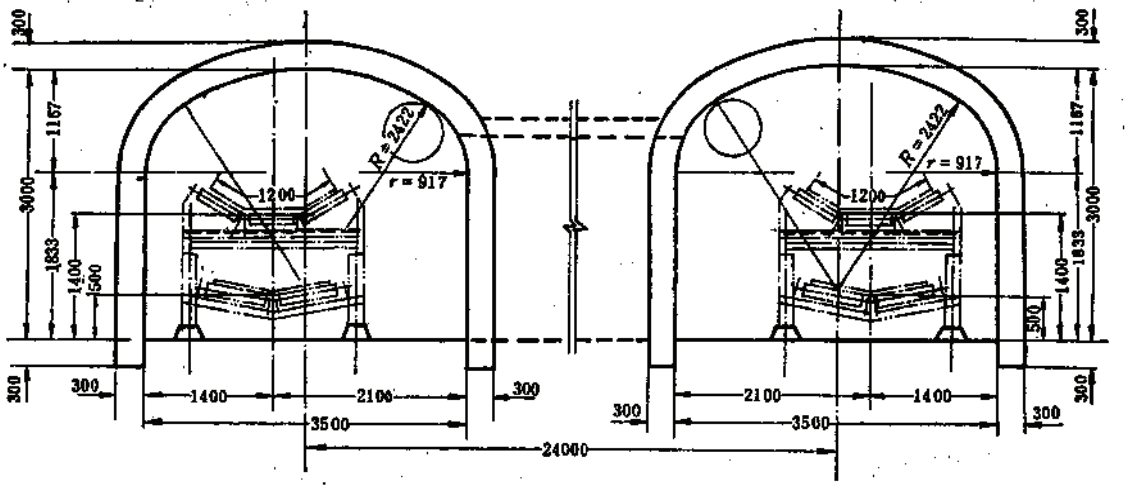


图 1-2-3 德兴铜矿胶带斜井断面图

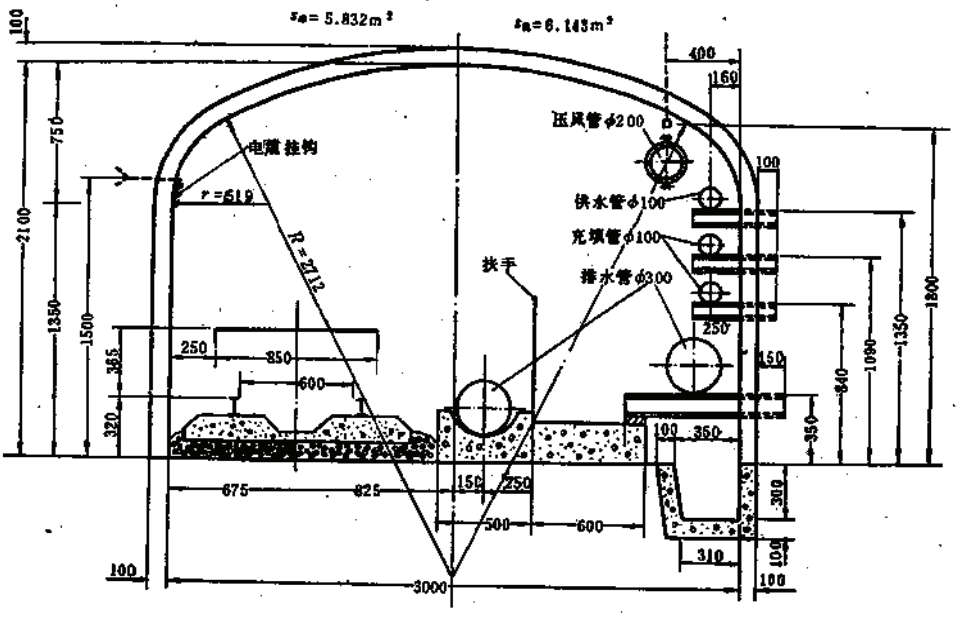


图 1-2-4 焦家金矿管道斜井断面图

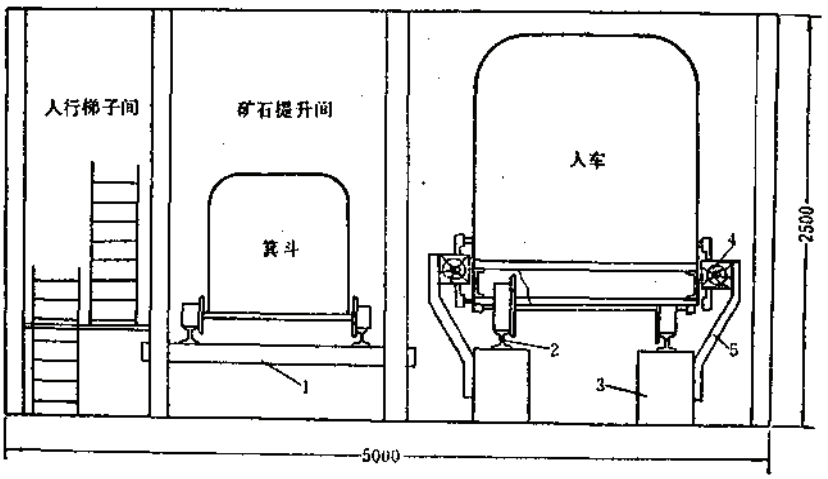


图 1-2-5　峪耳崖金矿箕斗人车斜井断面图

1—枕木；2—钢轨；3—混凝土梁；4—罐道木；5—槽钢支架

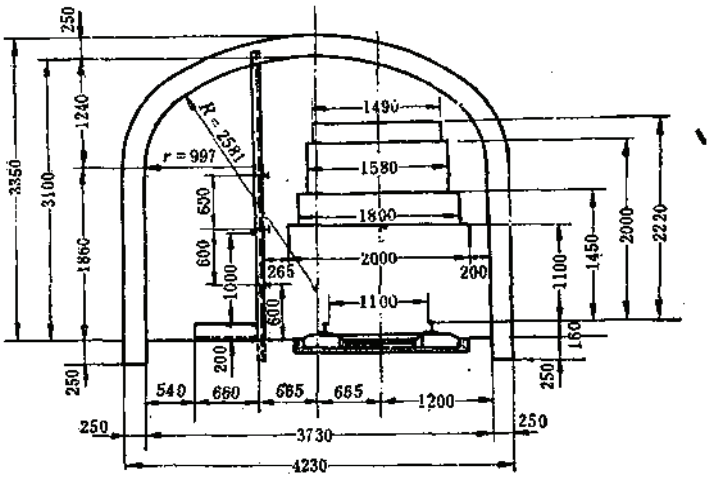


图 1-2-6　黄沙坪台车斜井断面

选用不同线路布置和不同的轨枕、道床。

1．线路布置形式（表1-2-5及表1-2-6）

双钩矿车组斜井线路见表1-2-5，双箕斗提升见表1-2-6。

2．斜井错车道布置

1）错车道位置要求

当提升机卷筒为单层缠绳时，错车道设在提升行程的中心；如为多层缠绳且两卷筒缠绳圈数相同时，因下放的行程大于提升的行程，则错车道应设在提升行程中点略偏下的位置。在设计中错车道具体位置由机械专业确定。

双钩提升矿车组斜井线路布置形式表 表 1-2-5

序号	线路布置形及简图	优 缺 点	使 用 条 件	使用矿山
1		双轨线路，井筒中无道岔，车辆运行平稳可靠，使用寿命长。但工程量大投资多	线路短，多水平生产，提升速度较高的井筒	淮南李郢孜矿
2		车辆运行可靠，工程量少。但钢丝绳、车轮及轨道磨损较大。特别是轨道磨损不均匀	线路长，单水平生产的井筒	本溪牛心台矿
3		生产简单可靠，但钢轨消耗量大，钢丝绳与钢轨磨损大。井筒工程量较大	线路长，两个水平生产的井筒	
4		可缩小井断面，省工程量及材料消耗	小型斜井或临时工程中	大同同家梁矿
5		错车道不设道岔及岔心，车辆运行可靠，可减少井筒断面及工程量。但钢绳、车轮、轨道磨损较大	线路长，单水平生产的井筒	
6		同 上	同 上	

2）错车道长度

错车道直线长度不得小于或等于两组矿车组总长，最短也不应小于10m。

具体计算方法如下：

由图1-2-7可见：

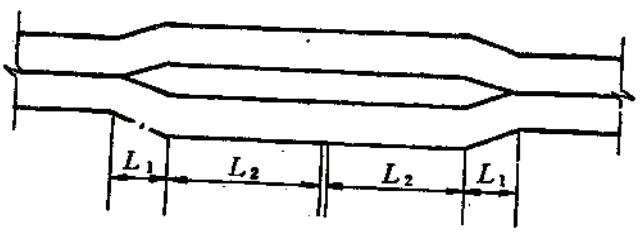
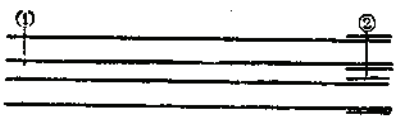
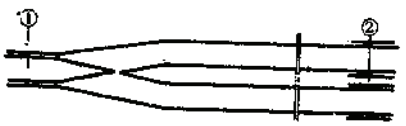


图 1-2-7 计算简图

双箕斗提升线路布置比较表　　表 1-2-6

序号	线路布置简图	优缺点	适用条件	使用的矿山
1		生产简单可靠，但钢轨消耗量大，工程量大，投资多	装载点多，提升速度高，线路长，围岩稳定	
2		生产简单可靠，工程量较大，投资较多	一个装矿点，提升速度高，线路较短，围岩稳定	金岭铁矿
3		生产可靠，工程量较小，投资较少	线路较长，一个装矿点，围岩较稳定	抚顺老虎台煤矿
4		工程量小，投资少，生产可靠，但生产管理较复杂	装矿点多，线路较长，围岩较破碎	牟定铜矿

注：1—装矿处，2—卸矿处，3—中间错车道

L_1——单轨变为双轨段；

L_2——矿车组长度。

则错车段向上长度L_s为：

$$L_s = L_1 + L_2 + 1000 \tag{1-2-1}$$

错车段向下长度L_x为：

$$L_x = L_1 + L_2 + 1000 + \Delta \tag{1-2-2}$$

式中　1000——富裕长度，mm；

Δ——空、重车钢丝绳因重力不同所引起的伸长之差，一般取Δ=120～140mm。

3）错车道处道岔

错车道处应铺设1/6或1/7对称道岔。

4）错车道处井筒断面

错车道处井筒断面的变化要尽量成喇叭形，以利于通风。在一般情况下错车道处采用固定道床为宜。错车道曲线半径应大于30 m。

3．斜井道床

斜井道床可分为石渣道床、整体道床和简易整体道床三种型式。

1）石碴道床

石碴道床又称道碴道床，施工简单，投资少。但是，它对线路质量的保证较差，维修工作量大。它只适用于提升量不大、提升速度在3.5m/s，斜井倾角小于10°的情况下。

按《冶金矿山安全规程》规定，在倾角大于10°的斜井内，轨枕应嵌入道床底板的沟槽中，其深度不小于轨枕厚度的2/3，轨枕下面的道碴厚度不得小于50mm。

铺轨要求及钢筋混凝土轨枕见本卷第一章平硐铺轨部分。

2）整体道床

整体道床具有行车平稳，行车速度快，维修工作量小，经营费用低等特点；但是，它具有施工质量要求高，基建工程量大，造价高等缺点。

整体道床适用于斜井倾角大于10°，井筒服务年限长，提升能力大的矿山。尤其在大中型矿井的主溜井放矿闸门硐室内的轨道；带式输送机斜井的检修道；服务年限超过20年的大、中型矿山的箕斗斜井内；以及大、中型矿井马头门的铺轨均应采用整体道床。

整体道床与轨道的连接形式见图1-2-8。

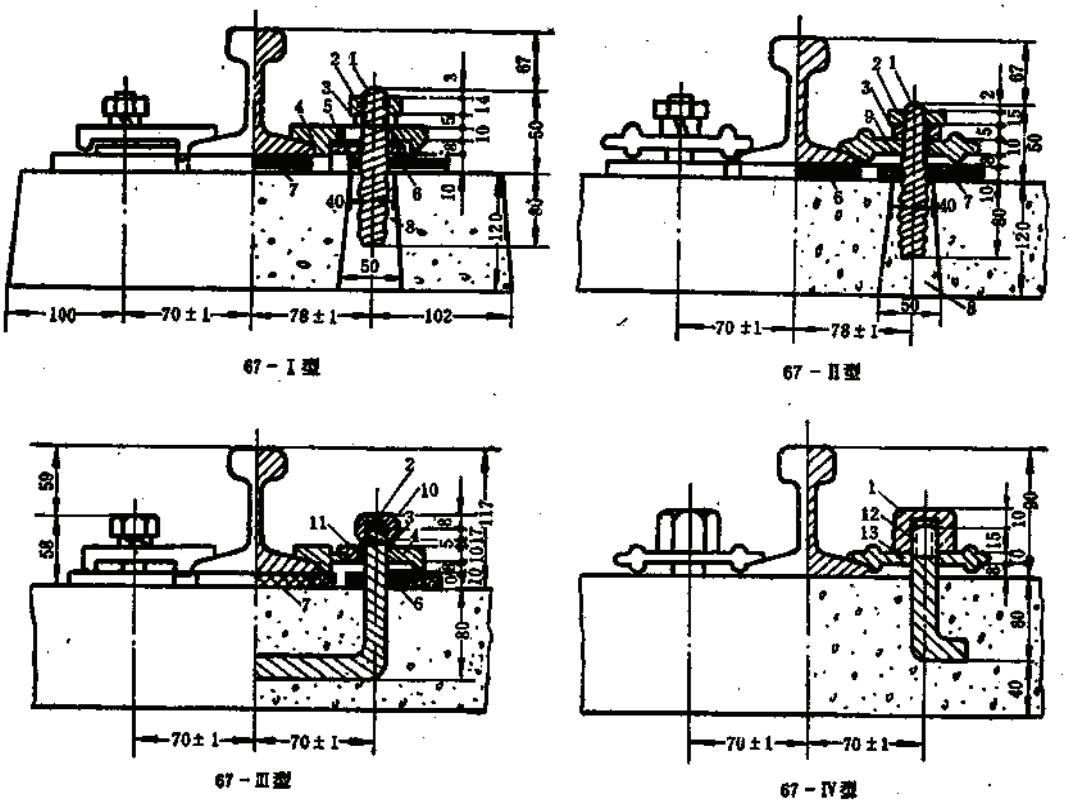


图 1-2-8 整体道床与轨道的连接形式图

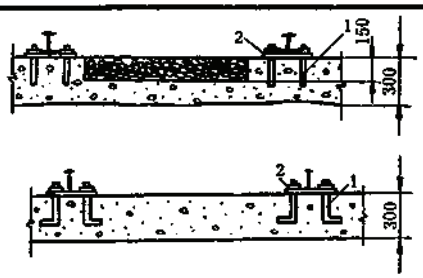
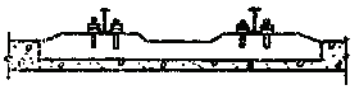
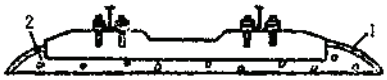
1—螺栓道钉；2—螺帽；3—弹簧垫圈；4—67—Ⅰ型扣板；5—67—Ⅰ轨距块；6—胶垫；7—胶垫；8—碳碳锚固；9—67—Ⅱ型扣板；10—双头弯钩螺栓；11—调整轨距垫片；12—地脚螺栓；13—67—Ⅳ型扣板

整体道床、简易整体道床的类型和结构见表1-2-7。

3）简易整体道床

这种道床是在石渣道床的基础上，浇上水泥砂浆使其整体固结化。

整体道床类型表　　表 1-2-7

类型		图示	优缺点
预埋螺栓式		 1—固定螺杆　2—压板	1. 消耗钢材少 2. 施工较复杂 3. 维修更换困难
预埋轨枕式	短木枕	 1—木轨枕　2—人行台阶	1. 施工较简单 2. 维修量大
	预埋钢筋混凝土短枕	 1—预制钢筋混凝土轨枕 2—预制混凝土填块	1. 施工简单 2. 维修量小 3. 消耗钢材较多
	预埋钢筋混凝土长枕		
简易式		 1—水泥砂浆　2—石碴	1. 施工简单 2. 维修简单

简易整体道床具有石碴道床和整体道床的优点，适用于小于30° 的斜井内。这种道床在我国皖赣铁路上和临夏地表缆车道床设计中采用，经过施工、生产实践证明效果很好。

简易整体道床施工简单，维修、管理方便，投资省。

简易整体道床的铺设方法是：按一般的石碴道床铺设好以后，再用水泥砂浆浇入石碴表面上，用铁锹略加拍打和整平，使石碴缝隙里尽量多的充满砂浆，以便达到石碴与砂浆结合在一起的目的。砂浆标号不应低于$M_{m}100$。

4）道床类型及其适用范围

表1-2-8为斜井道床类型及其适用范围。

2.2.2.2　轨道防滑

由于斜井轨道有重力作用，促使轨道下滑，造成上部轨道接缝加大，下部轨道接缝缩小，导致轨道的连接螺栓被剪断。轨道下滑的后果，使局部线路或道岔变形，行车安全得不到保证，影响了生产。

轨道下滑的程度与斜井的倾角、提升的速度、道床的结构、线路的铺设质量、斜井底

道床类型及适用范围表 表 1-2-8

提升类型	提升的对象	服务年限	提升量	道床类型				备注
				木轨枕石碴道床	混凝土轨枕石碴道床	整体道床	简易整体道床	
矿车组	人			可用	不可用	不可用	可用	保险装置CRX型 斜井倾角小于10°
	人、矿石			可用	不可用	不可用	可用	
矿车组	人			不可用	不可用	可用	可用	保险装置红旗型，斜井倾角>10°
	人、矿石	长	大	不可用	不可用	可用	不可用	
	人、矿石	短	小	可用	可用	不可用	可用	
矿车组	矿石	长	大	不可用	不可用	可用	可用	斜井倾角大于10°
	矿石	短	小	可用	可用	不可用	可用	
箕斗	矿石	短	小	可用	可用	不可用	可用	斜井倾角大于10°
		长	大	不可用	不可用	可用	可用	
胶带输送机斜井内检修道	人			不可用	不可用	可用	可用	斜井倾角大于10°
	材料			可用	可用	可用	可用	

注：表中"不可用"表示技术上不能用和经济上不合理两层意思，在整体道床栏中的"不可用"是表示浪费，经济上不合理。

板岩石的性质和斜井井筒涌水大小等因素有着密切关系。

当斜井倾角大于15°时，对轨道应采取防滑措施，其方法有两种：一是固定钢轨法，二是固定轨枕法。

1．固定钢轨法

在斜井井筒的底板上每隔30～50m设一个混凝土地梁或在钢轨下面设混凝土柱。在梁、柱上预埋螺栓或连接件，将钢轨直接固定在它的上面。也可以采用将钢轨固定在型钢（工字钢或槽钢）上，型钢再同混凝土梁或混凝土柱相连接。有时还可采用打钢轨桩代替混凝土柱，用型钢梁与钢轨连接，钢轨桩与型钢梁固定在一起。

实践证明，固定钢轨法使用效果好，施工简单，更换方便，维修量小。但施工精度要求严格，消耗材料多。

2．固定轨枕法

这种方法又可分为两种，一是轨枕嵌入法，二是轨枕埋桩法。

1）嵌入法

将整体道床每隔0.7m预留一个槽，槽的大小比轨枕大一些，把轨枕放入槽内后，再将砂浆灌入缝隙中，使轨枕与整体道床固结在一起。这种方法施工难度大，轨枕间距(700mm)不易保证。

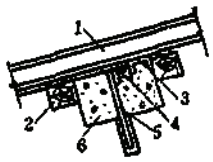
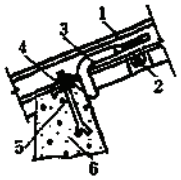
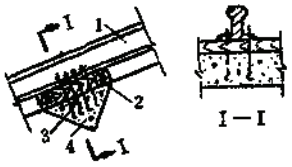
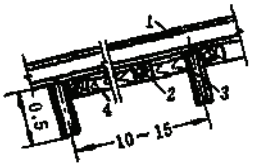
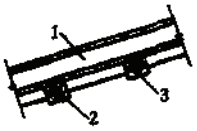
嵌入法多用于钢筋混凝土预制轨枕。

2）埋桩法

在斜井底板每隔10～15m，垂直底板打钢轨桩或浇灌混凝土桩。桩的深度根据斜井道床类型，岩石的稳定程度而异。如道床和斜井底板岩石稳定，则桩就浅；反之道床采用石碴或简易整体道床，且底板的岩层不太稳定，则桩柱要深，一般取桩深为0.5～1.0m。

铺轨时轨枕的下坡边一定要紧靠桩，相邻轨枕有时需设撑木。桩的顶面与轨枕顶面要求一样平或者可高出轨枕顶面20mm，但不准高出轨面。桩要求稳定牢固，不得有松动现

斜井轨道防滑装置表　　表 1-2-9

固定方式		图　　示	特征与要求	使用情况
固定钢轨法	型钢固定	 1—钢轨　2—轨枕　3—槽钢 [16 4—工字钢 I 12　5—圆钢 φ30 6—混凝土底梁	用型钢固定钢轨，每隔30m设一组	一吨标准矿车，矿车组斜井通用设计
	钩形板固定	 1—钢轨　2—轨枕　3—钩形板 4—槽钢 [14　5—螺栓 $M32\times500$ 6—混凝土底梁	用钩形板固定钢轨，每隔15～20m设一组	维修、更换方便，防滑效果良好。在淮南李郢孜矿采用
	预埋螺栓固定	 1—钢轨　2—轨枕　3—预埋螺栓 4—混凝土底梁	用预埋螺栓固定钢轨，每隔30m设一组	防滑效果好，且钢轨与底梁间垫以枕木增加了弹性，但是螺栓易锈蚀，维修更换困难 在抚顺老虎台矿人车斜井中使用
固定轨枕法	轨枕桩	 1—钢轨　2—轨枕　3—防滑桩 4—撑木	每隔10～15m在轨枕两端向井筒底板各打一防滑桩（用型钢或圆钢都可）以阻止轨道下滑	有一定防滑作用，但由于车辆在运行中产生振动，使道钉松动，钢轨仍可下滑 轨枕桩法在四川松藻石磷矿副斜井中用；轨枕槽法在湖南涟邵托山矿使用
	轨枕槽	 1—钢轨　2—轨枕　3—轨枕槽	轨枕放入井底板的槽内，槽深为80～100mm，槽底垫道砟50mm	

注：此表摘于《煤矿矿井采矿设计手册》下册第12页。

素，严防轨枕下滑。此法施工工艺简单，但防滑效果欠佳。

固定轨枕法，对防止钢轨下滑能起一定作用，但是因车辆在运行中产生振动，易使道钉松动，一旦管理跟不上，作不到经常有制度的维修，钢轨就可能有下滑现象发生。

常用防滑装置见表1-2-9。

2.2.2.3 人行道

1. 人行道有关规定

（1）为行人安全与方便，在斜井人行道上应设置人行台阶，在人行道侧应设行人扶手。在设计时应按表1-2-10原则进行。

台阶及扶手设置要求 表 1-2-10

斜井坡度	对台阶及扶手的要求
10°～14°	设防滑条及扶手，但人行道在中间时可不设扶手
15°～30°	设人行台阶及扶手
30°～40°	设人行台阶、扶手或者设梯道
45°以上	设专门梯子间或梯道

（2）采用轨道运输时，人行道的有效宽度不少于1.2m。

（3）胶带输送机斜井的人行道有效宽度不小于0.7m。

（4）对设有人车的斜井，在井口上部及下部应设乘车平台，平台的要求及其位置见本章的2.8.4人车斜井。

（5）人行道设置要求，见表1-2-11。

人行道设置要求表 表 1-2-11

项目名称	箕斗斜井	矿车组斜井			胶带斜井	行人斜井
		设人车	不设人车不经常行人	斜井中行人		
是否设置人行道	一般不设人行道	设人行道	设人行道	设置人行道和坚固的隔墙	胶带斜井一侧或两侧设人行道	专为人行
人行道宽度（mm）		≥700	1200	1200	≥700	≥180

2. 人行道设计

1）人行台阶形式

台阶一般做成踏步形式，可以用料石、预制混凝土块和木材制成，也可以用混凝土浇筑而成。

台阶形式有两种，一是单一式，二是组合式。

（1）单一式

单一式多用于水沟不在人行道侧，采用料石或预制混凝土块砌筑，也可用C10级混凝土直接浇筑。其特点是：稳定牢固、施工方便，但井筒断面利用率低。

（2）组合式

组合式多用于水沟设在人行道下面的情况。首先用混凝土预制成“⊐”形构件，砌筑

而成后，它既是人行台阶又兼作水沟盖板。其特点是井筒布置紧凑，断面利用率高，掘砌工程量少。但施工工艺复杂，清理水沟不方便，不如单一式稳固。

2）人行台阶尺寸的计算

由于倾角度数不同，人行台阶的高度和宽度也有所不同，其计算方法为：

$$\frac{R}{T}=\mathrm{tg}\alpha \tag{1-2-3}$$

式中　R——台阶高度，mm；

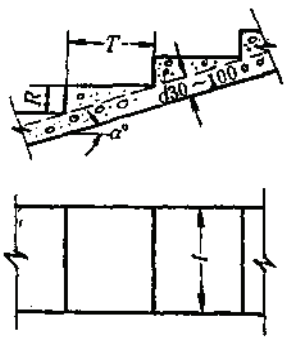
T——台阶宽度，mm；

α——斜井倾角，度。

台阶长度l一般取 l = 600～700mm。

台阶尺寸及其材料消耗量见表1-2-12。

台阶尺寸及材料消耗量表　　表 1-2-12

图　　示	斜井倾角 α (°)	台阶高度 R (mm)	台阶宽度 T(mm)	台阶长度 l (mm)	混凝土工程量 (m³)
	16	120	420	650	0.033
	17	120	390	630	0.030
	18	120	370	610	0.027
	19	130	380	640	0.032
	20	130	360	620	0.029
	21	140	365	650	0.033
	22	140	350	640	0.031
	23	150	355	660	0.035
	24	150	340	640	0.033
	25	150	320	620	0.030
	26	160	330	650	0.034
	27	160	315	640	0.032
	28	170	320	660	0.036
	29	170	300	640	0.033
	30	190	295	680	0.038

3）行人扶手

扶手一般用木材、钢管或硬质塑料管制成，也可用毛竹作原料。扶手安设在人行道侧的井壁上。扶手中心线距井壁的距离为80～100mm，它与人行台阶顶面的距离为800～900mm。

扶手连接件有：将扁钢制成管卡，用螺栓拧紧后，将其焊接在井壁的预埋件上。预埋件间距根据扶手的强度和刚度的不同而异，一般取其间距为2～3m。

井壁的预埋件用圆钢ϕ14～ϕ16mm，总长210mm，露头60mm

扶手管材外径一般取50mm左右即可。

2.2.2.4　水沟

为了使斜井井筒内的涌水、清洗粉矿和冲洗井壁的污水疏导干净，防止积水冲刷道床，保持路面清洁，斜井内应设置排水沟。

（1）对服务年限长的斜井，且水量较大，必须设水沟，水沟应以混凝土砌筑并加盖

板。对井筒服务年限较短，井筒底板岩石稳定坚硬、涌水量在$10m^3/h$～$5m^3/h$者，斜井内可不设正规水沟，沿井筒墙边挖顺水槽即可。对服务年限短，井筒底板岩石稳固，而且涌水量在$5m^3/h$以下的斜井内，可不设水沟。

（2）水沟一般设在人行道一侧，坡度与斜井坡度相同。水沟沟邦坡度取1:0.1～1:0.25。

（3）斜井内除设纵向水沟外，在井筒内每隔30～50m应设一道横向水沟，其坡度不得小于3‰。在含水层下方、阶段与斜井井筒连接处附近和胶带输送机斜井接头硐室的上方（硐室内有水沟时，应将横向水沟设在下方）均须设横向水沟，把斜井井筒内的水引到各阶段的水沟内。

（4）在箕斗斜井或胶带输送机斜井中，井底车场以上的斜井井筒内的流水，应尽量截入车场的水沟内，以减少井底水窝的排水量和清理工作量。

（5）水沟盖板的设计及要求见本卷第三章平巷。

（6）对于斜井底板岩石较松软或砌筑质量较差的水沟，当水很大时将会冲刷沟底和沟邦，造成水流不畅甚至堵塞。因此对这种条件下的水沟不宜与人行道、管线重迭布置，以免给维修工作造成困难。

2.2.2.5 各种管路及电缆线的敷设

斜井内的管线一般都敷设在人行道一侧，便于维修。

1. 对管子和电缆敷设的要求

（1）当管子及电缆都安设在人行道的同一侧时，电缆应放在管子的上方；不得将电缆直接挂在管子上；电缆架上也不得悬吊任何东西。

（2）电缆线悬吊点间距不应大于3m。

（3）斜井内的照明线、动力电缆和信号线应分开敷设。照明灯距不应大于30m。

（4）管子放在人行道侧，以不防碍行人安全为原则。

2. 管子和电缆敷设方法

1）管子的敷设方式

管子的敷设方式和安装方法与平巷基本相同，可分为架空式和落地式两种。

架空式是将管子架设（或悬吊）在井壁上。安装方法是将管子放（或悬吊）在托管梁上，用U形卡固定。托管梁采用槽钢或工字钢，其规格一般取[10～[12槽钢或I10工字钢。托管梁埋入井壁的深度一般取为200～300mm。也可以按悬臂梁的计算公式求得托管梁的规格和埋入井壁的深度。

管子中心线到井壁的距离以安装、维修方便为依据。托管梁间距一般取3～5m。

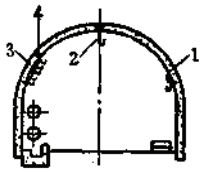
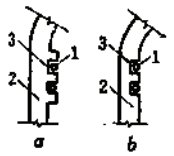
当管子敷设在人行道侧，托管梁伸入人行道上部空间时，梁底离斜井底板的垂直高度不得小于1.8m（管子悬吊在托管梁上，垂高应从管子底边算起不得小于1.8m）。当管子放在非人行道侧时，托管梁底边离斜井底板的高度应比提升容器的高度多500～600mm为宜。

落地式是将管子直接放在斜井底板的管座上，管座间距同托管梁的间距。此种方式多数将管子放在非人行道侧，如果管子放在人行道侧，则管子不应侵占人行道的有效宽度。

2）电缆敷设方法

常用的敷设方法有两种，一种是电缆挂钩法，另一种是电缆入槽法，详见表1-2-13。

电缆敷设方法比较表　　表 1-2-13

形式	图示		优、缺点
挂钩法		1—通讯、信号电缆挂钩 2—照明灯挂钩 3—动力电缆挂钩 4—预埋件	1.安装简单方便 2.材料消耗少 3.适用无提升设备或提升量小的矿井中 4.对电缆的保护不利
入槽法		1—电缆 2—井壁 3—槽钢或预制槽形的混凝土块	1.对保护电缆有利 2.用槽钢时消耗钢材多，用预制混凝土块时施工较复杂 3.对于a图来说增加井筒断面，对b图来说降低井壁强度

2.3 斜井井颈

2.3.1 斜井井颈长度的确定

斜井井颈的长度应根据下列条件确定

（1）有运送人员设备的斜井，其井颈内应设有乘人站台，站台的长度应等于1.5～2.0倍一组人车组的长度。

若根据工程地质、水文地质条件确定斜井井颈的长度时，其井颈的长度应不小于按乘人站台条件所计算的长度。

（2）无运送人员设备的斜井，其井颈的长度应根据工程地质、水文地质条件，将其延伸至稳定岩层内3～5m处。

（3）有底拱结构的斜井，其井颈应延伸到稳定的不透水岩层或无底压的稳定岩层内至少5m处。

2.3.2 斜井井颈设计的一般规定

（1）斜井井颈应露出地表，井口标高应高出当地最高洪水位1m。

（2）井口标高以下的井颈20～30m范围内，从防火和安全角度出发，必须采用不燃性材料支护。

当井颈处于冲积层或坡积层内时，且服务年限大于5年时，必须砌碹。

（3）在井颈部位，当需要设置防火门时，在防火门侧面应留有人员安全出入口、通风道，在寒冷地区尚应留有暖风道。井颈内还应根据要求留有供敷设排水管、压风管，供水管、电缆等的空间。

（4）在井口的周围要修筑排水沟或挡土墙（坝），防止地表水或泥石流进入井筒。

（5）井口建（构）筑物不得与井颈相连，当必须相连时，应留沉降（伸缩）缝。

2.3.3 荷 载 计 算

2.3.3.1 确定井颈埋藏深度

1．确定浅埋或深埋井颈的分界深度

确定浅埋或深埋井颈的分界深度见图1-2-9。

1）浅埋井颈分界深度计算

浅埋井颈分界深度计算见下式：

$$h_p \leqslant (2\sim2.5)h_q \tag{1-2-4}$$

当井颈围岩为软岩（$f<6$）时，h_p值取上限；

当井颈围岩为硬岩（$f\geqslant6$）时，h_p值取下限。

2）深埋井颈分界深度计算

深埋井颈分界深度计算见下式：

$$h_p > (2\sim2.5)h_q \tag{1-2-5}$$

当井颈围岩为软岩（$f<6$）时，h_p值取上限；

当井颈围岩为硬岩（$f\geqslant6$）时，h_p值取下限。

$$h_q = \frac{a_1}{f} = \frac{a_1}{\mathrm{tg}\varphi} \tag{1-2-6}$$

$$h_q = \frac{a + h_t \mathrm{tg}\left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right)}{\mathrm{tg}\varphi} \tag{1-2-7}$$

式中 h_p——浅埋或深埋的分界深度，m；

h_q——井颈垂直荷载的计算高度（压力拱高度），m；

a——井颈掘进宽度之半，m；

a_1——垂直荷载压力拱跨度之半，m；

f——围岩坚固性系数；

h_t——井颈掘进高度，m；

φ——围岩的内摩擦角（°）。

2．确定井颈埋藏深度

计算简图见图1-2-10所示，计算式见式（1-2-8）。

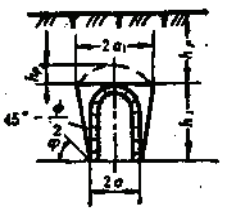


图 1-2-9 计算简图

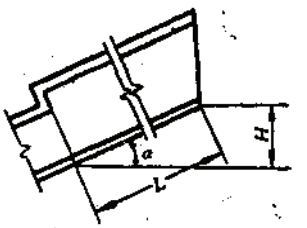


图 1-2-10 计算简图

$$H = L\sin\alpha \tag{1-2-8}$$

式中　H——井颈埋藏深度，m；

L——井颈斜长，m；

α——井颈（井筒）的倾角(°)。

2.3.3.2　浅埋井颈地压计算

计算简图见图1-2-11所示。

（1）顶压计算见下式：

$$q = \gamma h\left[1 - \frac{h}{2a_1}\,\mathrm{tg}^2\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right)\mathrm{tg}\,\varphi\right] \tag{1-2-9}$$

当不考虑滑面阻力时：

$$q = \gamma h \tag{1-2-10}$$

（2）侧压计算如下：

$$e_1 = \gamma h\mathrm{tg}^2\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right) \tag{1-2-11}$$

$$e_2 = \gamma(h + h_t)\mathrm{tg}^2\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right) \tag{1-2-12}$$

$$e = \frac{1}{2}(e_1 + e_2)$$

$$= \gamma\left(h + \frac{h_t}{2}\right)\mathrm{tg}^2\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right) \tag{1-2-13}$$

式中　q——标准顶压值，kPa；

e_1——最小标准侧压力，kPa；

e_2——最大标准侧压力，kPa；

e——平均标准侧压力，kPa；

h——井颈埋深（井颈顶板至地表的距离），m；

γ——围岩重力密度，kN/m³；

其余符号同前。

（3）斜井井颈浅部地压计算简图如图1-2-12所示。

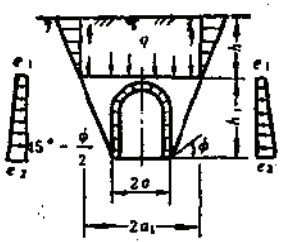


图 1-2-11　计算简图

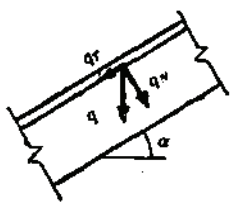


图 1-2-12　计算简图

$$q_N = q\cos\alpha \tag{1-2-14}$$

$$q_T = q\sin\alpha \tag{1-2-15}$$

式中 q_N——垂直于斜井井颈纵轴线的标准顶压力，kPa；

q_T——平行于斜井井颈纵轴线的标准顶压力，kPa；

q——斜井井颈标准顶压力，kPa；

α——斜井井颈的倾角(°)。

当斜井倾角$\alpha \geqslant 80°$时，按竖井地压计算；

当$\alpha < 60°$ 时，按实际倾角计算；

当$\alpha = 60° \sim 80°$时，按倾角$\alpha = 60°$计算。

一般的岩石侧压力很小，有时可忽略不计，或采用平均标准侧压力计算。

（4）斜井井颈荷载组合参见第一章第五节竖井井颈荷载组合计算。

2.3.4 斜井井颈支护

井颈支护计算详见第三章平巷；硐门设计和计算与平硐硐门的基本相同，当设有井口房时，可不设置硐门。

斜井井颈支护尚应符合下列要求：

（1）斜井井颈可采用素混凝土浇灌或混凝土预制块、砖砌筑。支护厚度一般为400～600mm。

当地下水位浅，表土稳定性较差、有底压和底鼓现象时，应采用钢筋混凝土支护，并设置底拱。

（2）当斜井倾角大于30° 时，井颈部位墙的基础应采用台阶形式，台阶的长度应大于1m，宽度应按地基承载能力确定。

（3）在地震区，作为安全出入口的斜井，自井口10m范围内井颈支护：当地震烈度为8°～9°时，应采用钢筋混凝土结构；当地震烈度为6° ～7° 时，可采用素混凝土或砖石结构，砌体应采用不低于M_m75砂浆砌筑。

（4）除严寒地区外，斜井井颈支护一般不设伸缩缝。在软、硬岩层分界地段或软岩层内斜井断面（跨度）变化处，应设置沉降缝。

（5）斜井井颈支护壁后充填必须密实。

（6）支护材料应符合竖井的支护材料的要求。支护材料的强度等级应不低于表1-2-14中的数值。

支护材料强度等级要求表 表 1-2-14

材料种类	水泥砂浆		混凝土					料石
支护方法	喷射	砌筑	喷射	混凝土		钢筋混凝土		砌筑
				现浇	预制块	现浇	预制	
拱圈及边墙	M_m150	M_m75～100	C20	C15	C15	C15	C20	M30

2.3.5 工程实例

部分矿山斜井井颈见图1-2-13至1-2-17。

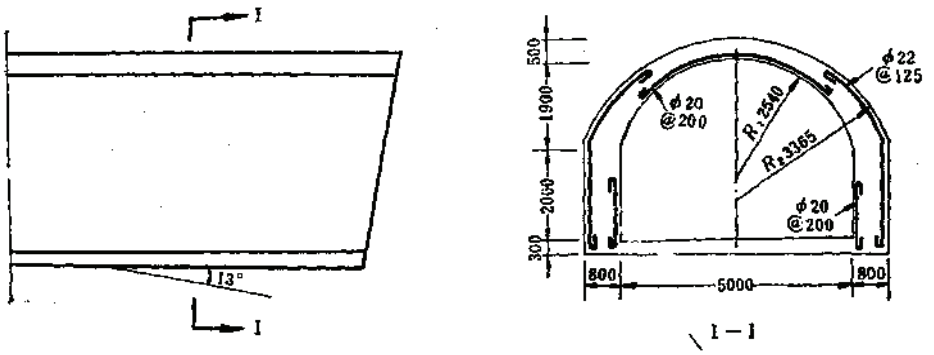


图 1-2-13　鞍钢大孤山铁矿斜井井颈图

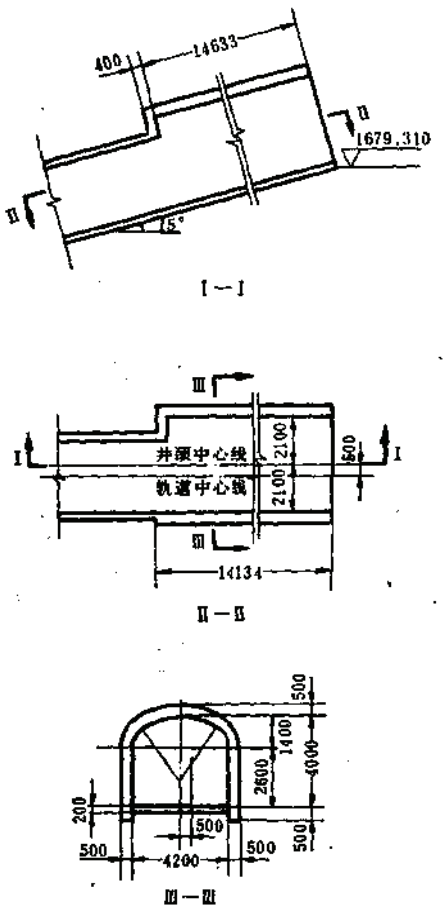


图 1-2-14　金川二矿区人车斜井井颈图

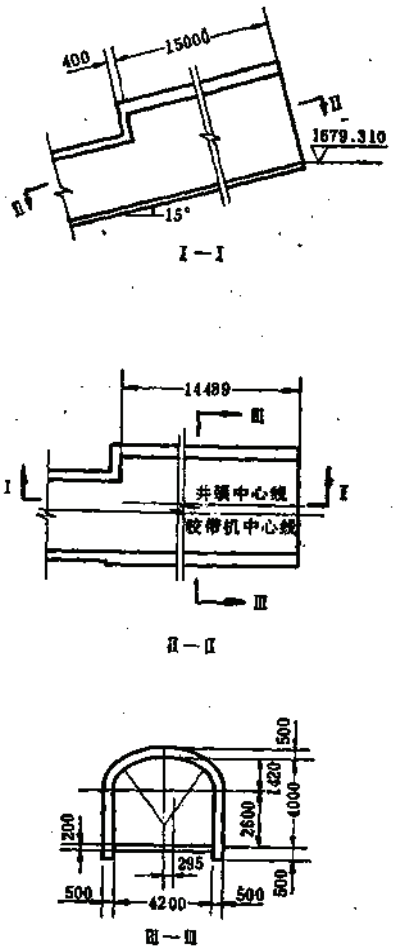
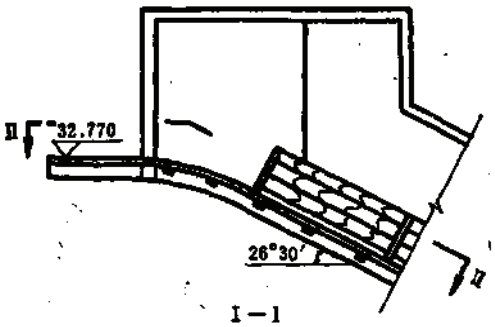
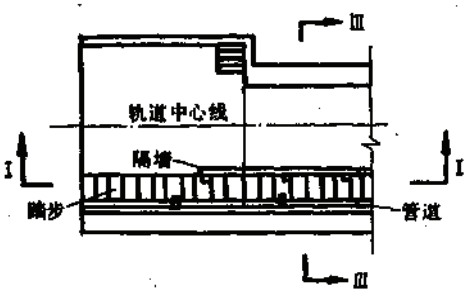


图 1-2-15　金川二矿区胶带输送机斜井井颈





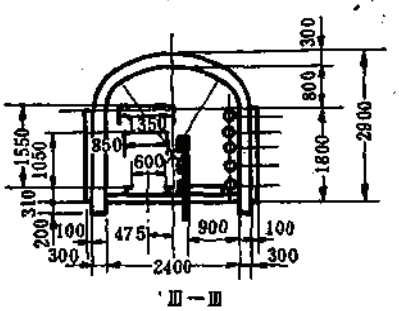


图 1-2-16 新城金矿副井井颈图

2.4 矿 车 组 斜 井

2.4.1 断面布置及其尺寸的确定

2.4.1.1 断面布置方式

矿车组斜井的断面，主要根据人行道、水沟、管路相互之间的关系进行布置，其布置方式有四种，见图1-2-18。

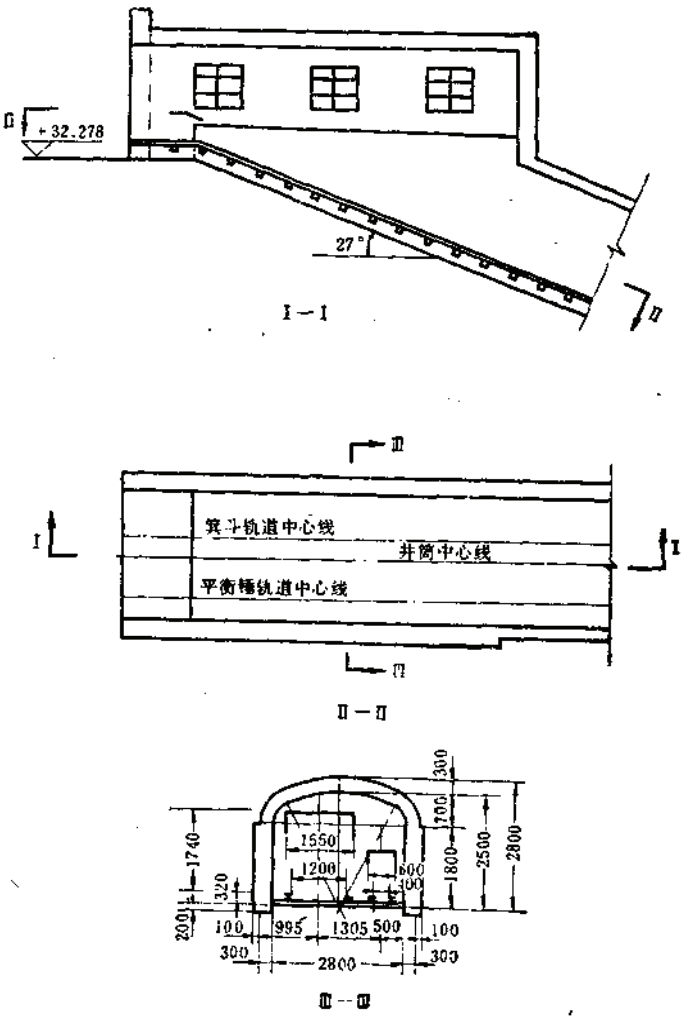


图 1-2-17　新城金矿主井井颈图

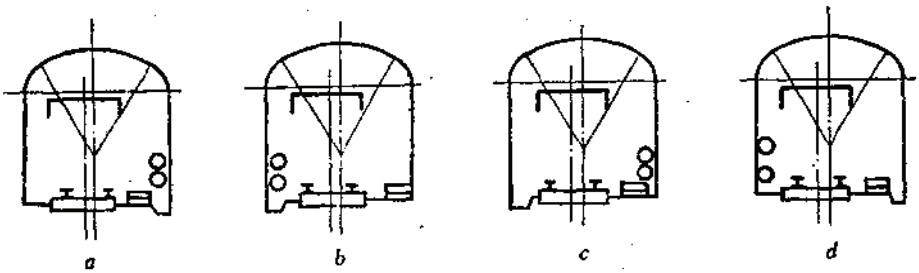


图 1-2-18　矿车组斜井断面布置方式

a—水沟和管路布置在人行道侧；*b*—水沟和管路布置在非人行道侧；*c*—管路设在人行道侧，水沟设在非人行道侧；*d*—管路设在非人行道侧，水沟设在人行道侧

第一种布置方式，管路远离提升设备，万一发生矿车掉道时，管路不易被砸坏，平时检修管路也方便。此种布置方式断面利用率高，布置紧凑。

第二种布置方式，断面布置较紧凑，但检修管路时要跨越轨道，不方便。

第三种布置方式，要加大人行道侧的宽度，增加斜井断面尺寸。但是，对管路的维修较方便。

第四种布置方式，由于管路靠近提升设备，一旦发生矿车掉道，管路容易被砸坏。由于管路远离人行道，平时检修不方便。此种布置对行人很方便，但需加大非人行道侧的宽度，增加掘砌工程量。

通过以上比较可以看出：第一、二种布置紧凑，断面利用率高，掘砌工程量小；第三、四种布置松散，管路被砸坏的机率多而且检修不方便。

在设计中多采用第一、二种布置方式。

2.4.1.2 断面尺寸的确定

井筒断面尺寸的确定，应考虑提升设备的尺寸（矿车尺寸）、人行道的宽度、安全间隙的大小、管路和电缆的敷设方法，以及水沟的大小等因素，详见第三章平巷的断面尺寸的确定。最终还要满足通风断面的需要。

有关人行道的宽度和对水沟的要求，见本章第二节。

2.4.2 斜井与其中间各阶段的连接

2.4.2.1 连接形式、应用条件及其优缺点

连接形式有甩车道、吊桥、高低差吊桥和吊桥式甩车道等四种，其应用条件及优缺点，详见表1-2-15。

2.4.2.2 甩车道

1. 主要参数的选择

1）提升牵引角

如图1-2-19所示的提升牵引角θ是影响矿车在甩车道上运行是否顺畅，甩车道是否好用的主要参数。在设计中应尽量采用小角度的道岔，减小提升牵引角。

提升牵引角应控制在10°～15°为宜。

2）道岔型号的选择

道岔型号根据车场提升量的大小选择，在设计中可按表1-2-16选取。

两道岔间应插入缓和直线段，其长度不应小于所通过车辆的最大轴距。为保证车辆运行可靠，防止矿车外倾或掉道，应采取如下措施：

（1）为抵消或减弱横向力的作用，可将线路的内轨适当的抬高30mm左右。

（2）设置立滚，其位置见图1-2-19。

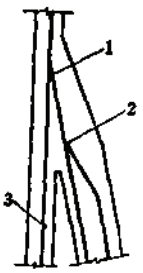
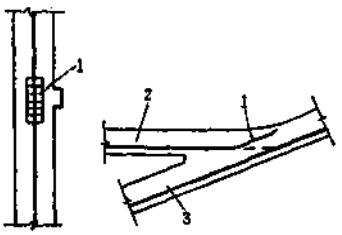
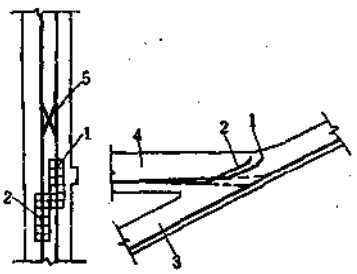
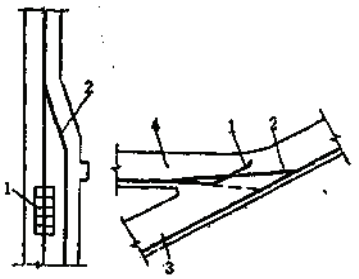
一般情况下，立滚设在甩车道岔岔点附近，靠交叉点分叉巷道一侧的墙边，离轨道中心线相距为：

$$B=\frac{1}{2}B_0+300 \qquad (1\text{-}2\text{-}16)$$

式中 B——立滚离轨道中心线的距离，mm；

B_0——矿车宽度，mm。

斜井与其中间阶段的连接形式表　　表 1-2-15

形式	图　　示	图　注	优　缺　点	适用条件	管理方式
甩车道		1—甩车道岔 2—分车道岔 3—斜井井筒	甩车时间短，操作劳动强度小，车场能自溜，提升能力大。矿车易掉道，甩车道处易磨钢丝绳，施工复杂，开凿量大	倾角小于30°的大、中、小型矿山斜井提升	撤道岔
吊桥		1—吊桥 2—阶段平巷 3—斜井井筒	矿车不易掉道，不磨钢丝绳，施工简单，开凿量小。空车不能自溜，人工推车劳动强度大，调车时间长	倾角在20～35°的小型矿山斜井提升	起动吊桥
高低差吊桥		1—高道吊桥 2—低道吊桥 3—斜井井筒 4—阶段平巷 5—渡线道岔	矿车不易掉道，不磨钢丝绳，空、重车能自溜，调车时间短，施工较简单，开凿量小。需要在吊桥上方的斜井中设一付渡线道岔	倾角在20°～35°的中型矿山斜井提升	起动吊桥
吊桥式甩车道		1—吊桥 2—甩车道 3—斜井井筒 4—阶段平巷	车场能自溜，调车方便，开凿量小。但施工较复杂	倾角在20°～35°的中、小型矿山斜井提升	撤道岔和起动吊桥

道岔选型表 表 1-2-18

用途	第一组道岔（甩车道岔）		第二组道岔（分车道岔）	
	最好采用	一般采用	最好采用	一般采用
主提升	1/6	1/5	1/5	1/4
辅助提升	1/5	1/4	1/4	1/3

3）平、竖曲线的关系及其半径的选取

甩车道的平曲线与竖曲线在空间的相互关系有三种，见图1-2-20。

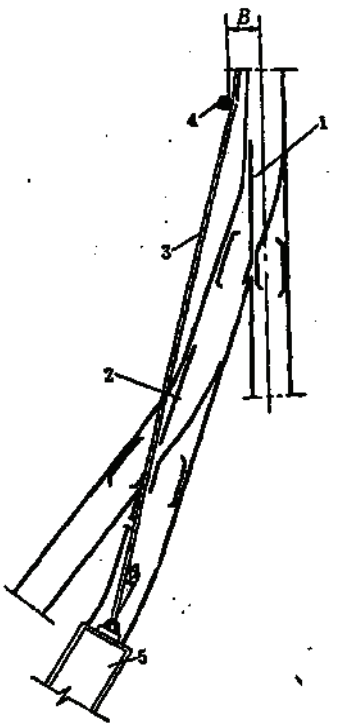


图 1-2-19 提升牵引角示意图

1—甩车道岔（第一组道岔）；2—分车道岔（第二组道岔）；3—提升钢丝绳；4—立滚；5—钩头车

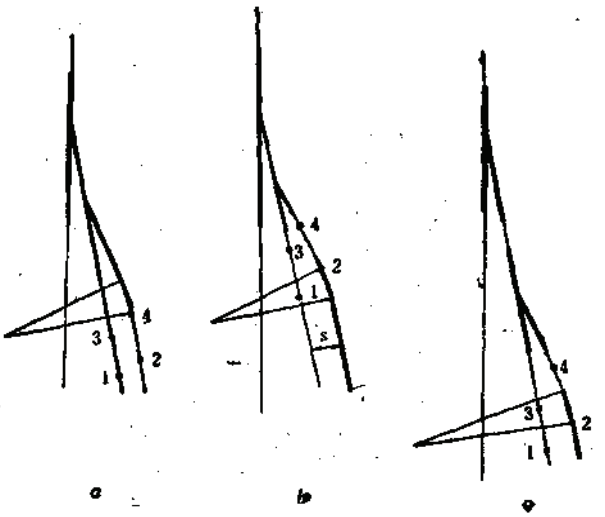


图 1-2-20 平竖曲线关系图

1—重车线竖曲线的下端点；2—空车线竖曲线的下端点；3—重车线竖曲线的上端点；4—空车线竖曲线的上端点

（1）先平后竖线路布置

如图1-2-20a所示，斜面平曲线与两个道岔在同一斜面上，当平曲线终了以后，再设竖曲线变坡。这种线路布置的特点是：平、竖曲线分开，整个交岔点在同一个斜面上，线路布置设计比较简单，施工也较方便。但是，加长了斜面线路长度，掘砌工程量较大。由于后推了起坡点的位置，提升牵引角较大，对提升不利。

（2）先竖后平线路布置

如图1-2-20b所示，空车线竖曲线起坡点与斜面平曲线上端相连，由于竖曲线位置上提，在交岔点内斜井井筒与甩车道不在一个斜面上，两者之间形成台阶。这种线路布置的

特点是：起坡点靠近硐岔口，提升牵引角小，矿车运行顺畅。但使第二组道岔与平曲线之间的线路加长，同时使平面线路的中心距增大，造成交岔点与中间平巷的工程量增加。这种布置形式适用于斜井倾角不大（相应竖曲线长度较短），采用人行道在中间的主提升井的甩车场。

（3）平、竖曲线重合的线路布置

如图1-2-20c所示，平、竖曲线可全部重合，也可以部分重合，还可以分为竖曲线超前或平曲线超前两种形式。为了减小提升牵引角，通常多采用竖曲线超前的形式。这种线路布置的特点是：提升牵引角较小，空、重车运行顺畅，线路布置紧凑，且便于操作。但是，由于平，竖曲线重合，线路布置设计复杂，施工质量要求高，如线路铺设质量不好，行车反而容易掉道。一般多采用先平后竖的线路布置。

（4）平、竖曲线半径的选取

竖曲线半径的大小必须保证矿车通过时。两相邻车箱不致相撞，车箱上缘之间有一定的间隙（取100～200mm），便于摘挂钩，在运送长材料时能顺利通过。

平曲线半径的大小与车辆的轴距和列车的长度有关，平、竖曲线半径一般按表1-2-17选取。

平、竖曲线半径选取表　　表 1-2-17

曲线类别	使用条件	曲线半径（m）
平曲线	一般斜井	12～15
	主提升斜井	15～20
竖曲线	一般斜井	20～25
	主提升斜井	25～30

4）甩车场存车线的长度

甩车场存车线的长度L_{1-0}、L_{2-0}（图1-2-21），根据阶段巷道的运输方式来确定，当阶段巷道为电机车运输时，存车线的长度为1～1.5个列车长。

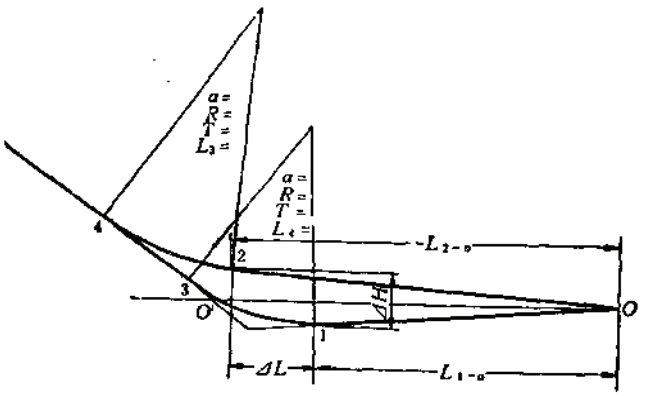


图 1-2-21　空、重车线立面布置

1、2—重车线、空车线竖曲线的下端（终）点；3、4—重车线、空车线竖曲线的上端（起）点；ΔL—两个竖曲线的终点间距；ΔH—高低道的标高差之最大值；L_{1-0}、L_{2-0}—存车线的长度

5）空车线、重车线坡度的选取

空、重车线的坡度应以计算确定，在设计中按平均坡度进行计算。一般情况下，空、重车线的平均坡度取10～18‰，对小矿车可取±1°。

6）甩车道底部空、重车线的高低差

甩车道的空、重车线由于相反的坡度之故，形成了高低道，高低道的标高差在起坡点处达到了最大值ΔH，见图1-2-21所示。

考虑到摘挂钩时的安全和管理与操作的方便，高低道在起坡点处的最大高差ΔH不应超过0.5m。

7）空、重车线起坡点间的水平距ΔL（两个竖曲线的终点间距）

为了操作方便与安全，空车线（高道）的起坡点最好超前重车线（低道）的起坡点，超前距离ΔL一般以0.8～1.5m为宜，最大不应超过2.0m，见图1-2-21。

8）摘挂钩信号硐室的位置选择

摘挂钩信号硐室的位置，见图1-2-22。

第一种将信号硐室布置在第二组道岔（分车道岔）岔心的对面（图1-2-22,*a*）。其优点是：工人可直接观察矿车运行情况；缺点是：工人摘挂钩时要频繁的跨越轨道，操作不方便。

另一种是将信号硐室布置在车场起坡处附近（见图1-2-22,*b*）。其优点是：工人摘挂钩方便，无需往返跨越轨道；缺点是：工人不能直接观察矿车通过第一组道岔的运行情况，一旦车辆发生掉道，不能及时发现。

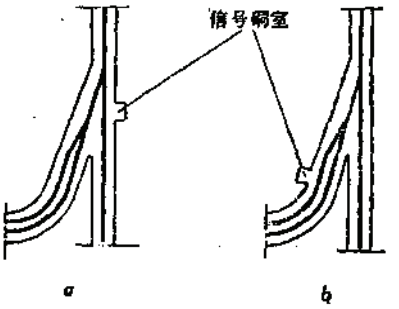


图 1-2-22 摘挂钩信号硐室位置

a—信号硐室位于第二组道岔岔心对面的位置；*b*—信号硐室位于车场起坡点处

设计中，一般多采用第一种布置方式。

摘挂钩信号硐室的尺寸为：宽1.2～2.0m，高1.8～2.0m，长（深）1.5～1.8m。

9）人行道位置及车场排水

甩车场人行道的位置基本上有四种形式，见表1-2-18。

在设计中多采用中间人行道布置形式，或重车线（低道）一侧的人行道布置形式，尤其运输量大的矿山更是如此。

车场排水一般采用打泄水孔的方式，即在低道起坡点水沟的最低点处，通过甩车道交岔点之牛鼻子向斜井打一个泄水孔进行排水。

10）空、重车线中心线的间距

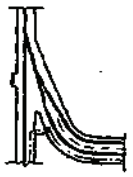
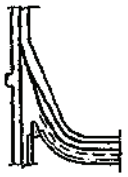
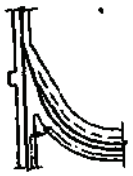
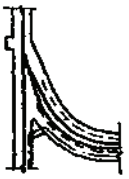
空、重车线中心线间距S（图1-2-23），随着车场人行道位置和矿车宽度的不同而异，一般按表1-2-19取值。

另外，S值与ΔH值的大小有关，当ΔH值较大时，空、重车线之间需砌筑台阶供人员上、下使用，这样需要占用一定的宽度。为便于铺设线路和操作安全，空、重车线的中心线间距应适当加大。

2. 甩车场线路计算

计算简图见图1-2-23。

甩车场人行道位置比较表　　表 1-2-18

人行道位置	图　示	图　注	优　缺　点	适用条件
中间人行道		人行道位置	人行道设在空、重车线中间，摘挂钩灵活方便；交岔点跨度小，省工程量，因设有高低道，人行不方便，也不安全	适用于提升量大的斜井内，围岩条件较好
重车线（低道）侧人行道		水沟位置	人行道与水沟同侧，交岔点跨度小，工程量较省，施工方便。重车滑行掉道时不安全	提升量不大、围岩条件不好时采用
空车线（高道）侧人行道		人行道位置	人行道与水沟分别布置在两侧，交岔点的跨度较大，工程量大。甩车时行人受钢丝绳的威胁	提升量不大、围岩条件好时采用
双边人行道		水沟位置	人行安全，交岔点跨度大，工程量大，工人在人行道处摘挂钩来往行走不方便	围岩条件很好且又有特殊要求时采用

空、重车线的中心线间距S取值表　　表 1-2-19

人行道位置	S 值（mm）	
	600mm轨距	900mm轨距
设中间人行道	1700～1900	2100～2200
不设中间人行道	1300～1400	1600～1800

一个完整的甩车场是由第一组道岔a_1为起点至第三组道岔a_3为终点，见图1-2-23。

甩车场线路主要包括：斜井线路8—3段、8—4段；竖曲线1—3段、2—4段；平面存车线1—0段、2—0段。

甩车场线路计算，主要是计算第一组道岔至阶段存车线道岔末端的全部平剖面尺寸。

1）角度计算

甩车道为立体布置，均与平面尺寸、斜面尺寸和角度有密切关系。

为求出各部尺寸，必须首先求出平面、斜面、立面相互关系的各种角度，见图1-2-24。

（1）第一组道岔（即为甩车道岔）伪倾角γ_{11}

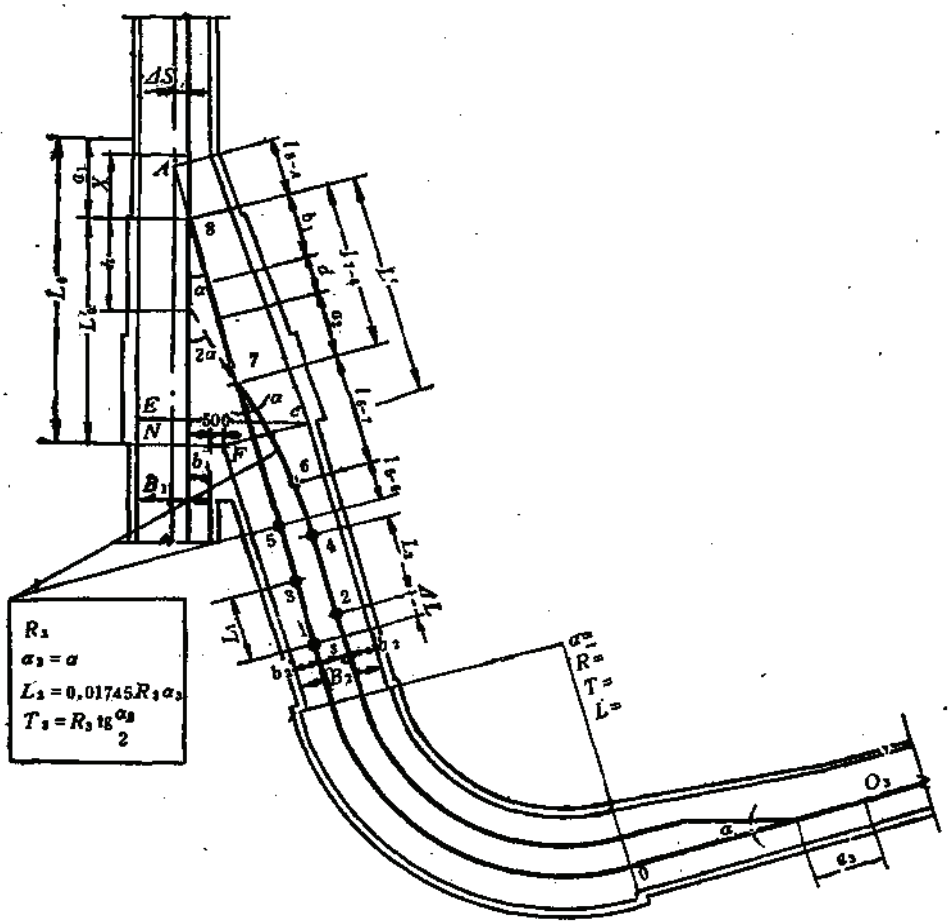


图 1-2-23 甩车场平面计算简图

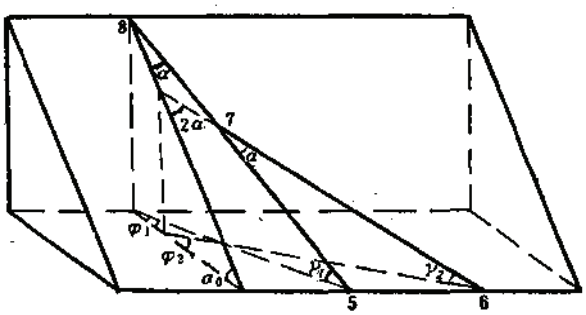


图 1-2-24 甩车道伪倾角计算图

$$\gamma_1=\sin^{-1}(\sin\alpha_0\cos\alpha) \tag{1-2-17}$$

（2）第二组道岔（即为分车道岔）伪倾角γ_2：

$$\gamma_2=\sin^{-1}(\sin\alpha_0\cos2\alpha) \tag{1-2-18}$$

（3）第一组道岔水平投影角φ_1：

$$\varphi_1 = \mathrm{tg}^{-1}\left(\mathrm{tg}\alpha_1 \frac{1}{\cos\alpha_0}\right) \tag{1-2-19}$$

（4）第二组道岔水平投影角φ_2：

$$\varphi_2 = \mathrm{tg}^{-1}\left(\mathrm{tg}2\alpha \frac{1}{\cos\alpha_0}\right) \tag{1-2-20}$$

式中　α_0——斜井倾角（°）；

α——道岔辙叉角（°）。

2）斜面线路连接尺寸

斜面线路连接尺寸见图1-2-25及图1-2-23，其公式如下：

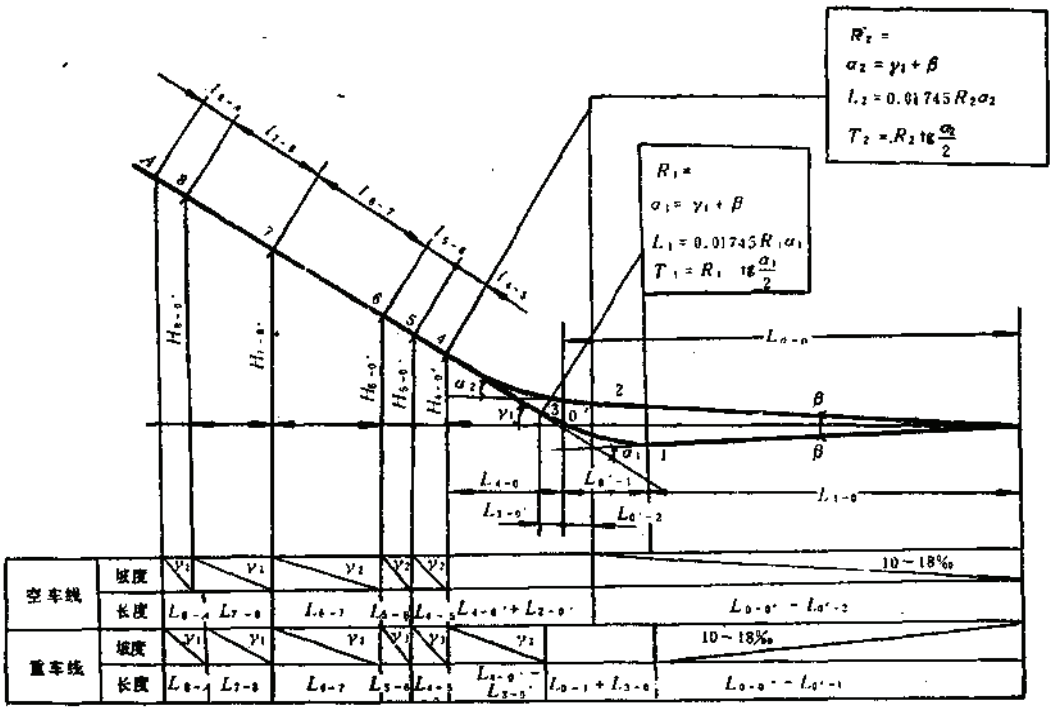


图 1-2-25　甩车道坡度图

$$l_{8-A} = \frac{\Delta S}{\sin\alpha} \tag{1-2-21}$$

$$l_{7-8} = b_1 + d + a_2 \tag{1-2-22}$$

$$l_{6-7} = S\mathrm{ctg}\alpha \tag{1-2-23}$$

$$l_{5-6} = T_3 = R_3 \mathrm{tg}\frac{\alpha_3}{2} \text{（见图1-2-23）} \tag{1-2-24}$$

l_{4-5}为缓和线段长，一般大于矿车轴距，取1.5～2.0m。

$$l_{3-4} = \frac{l_{0-0}\sin\beta}{\sin(\gamma_1 - \beta)} + \frac{L_{0-0}\sin\beta}{\sin(\gamma_1 + \beta)} + T_2 - T_1 \tag{1-2-25}$$

$$l_{2-4}=L_2=0.01745R_2\alpha_2 \tag{1-2-26}$$

$$l_{1-3}=L_1=0.01745R_1\alpha_1 \tag{1-2-27}$$

式中 $\alpha_1=\gamma_1+\beta;\ \alpha_2=\gamma_1-\beta$

$$l_{0-1}=\frac{L_{0-0}\sin\gamma_1}{\sin(\gamma_1+\beta)}-T_1 \tag{1-2-28}$$

$$l_{0-2}=\frac{L_{0-0}\sin\gamma_1}{\sin(\gamma_1-\beta)}-T_2 \tag{1-2-29}$$

3）线路水平投影尺寸

线路水平投影尺寸（图1-2-25）如下：

$$L_{8-A}=l_{8-A}\cos\gamma_1 \tag{1-2-30}$$

$$L_{7-8}=l_{7-8}\cos\gamma_1 \tag{1-2-31}$$

$$L_{6-7}=l_{6-7}\cos\gamma_1 \tag{1-2-32}$$

$$L_{5-6}=l_{5-6}\cos\gamma_1 \tag{1-2-33}$$

$$L_{4-5}=(1.5\sim2.0)\cos\gamma_1 \tag{1-2-34}$$

$$L_{4-0}=\left(T_2+\frac{L_{0-0}\sin\beta}{\sin\alpha_2}\right)\cos\gamma_1 \tag{1-2-35}$$

$$L_{3-0}=\left(T_1-\frac{L_{0-0}\sin\beta}{\sin\alpha_1}\right)\cos\gamma_1 \tag{1-2-36}$$

$$L_{0-2}=T_2\cos\beta-\frac{L_{0-0}\sin\beta}{\sin\alpha_2}\cos\gamma_1 \tag{1-2-37}$$

$$L_{0-1}=T_1\cos\beta+\frac{L_{0-0}\sin\beta}{\sin\alpha_1}\cos\gamma_1 \tag{1-2-38}$$

$$L_{1-0}=\left(\frac{L_{0-0}\sin\gamma_1}{\sin\alpha_1}-T_1\right)\cos\beta \tag{1-2-39}$$

L_{0-0}（1－1.5）列车长、对小矿车可取15m。

4）垂直距离计算

垂直距离计算（图1-2-25）如下：

$$H_{8-0}=\left(l_{7-8}+l_{6-7}+l_{5-6}+l_{4-5}+T_2+\frac{L_{0-0}\sin\beta}{\sin\alpha_2}\right)\sin\gamma_1 \tag{1-2-40}$$

$$H_{7-0}=\left(l_{6-7}+l_{5-6}+l_{4-5}+T_2+\frac{L_{0-0}\sin\beta}{\sin\alpha_2}\right)\sin\gamma_1 \tag{1-2-41}$$

$$H_{6-0}=\left(l_{5-6}+l_{4-5}+T_2+\frac{L_{0-0}\sin\beta}{\sin\alpha_2}\right)\sin\gamma_1 \tag{1-2-42}$$

$$H_{5-0}=\left(l_{5-4}+T_2+\frac{L_{0-0}\sin\beta}{\sin\alpha_2}\right)\sin\gamma_1 \tag{1-2-43}$$

$$H_{4-0}=\left(T_2+\frac{L_{0-0}\sin\beta}{\sin\alpha_2}\right)\sin\gamma_1 \tag{1-2-44}$$

$$H_{3-0}=L_{3-0}\mathrm{tg}\gamma_1=\left(T_1-\frac{L_{0-0}\sin\beta}{\sin\alpha_1}\right)\sin\gamma_1 \tag{1-2-45}$$

式中　ΔS——斜井井筒中心与轨道中心线的距离，当两中心线重合时，$\Delta S=0$，m；

d——两组道岔间插入直线段长，取值时不应小于所通过车辆的最大轴距一般取1.0～1.5m；

S——空、重车线（高、低道）路中心线间距，m；

β——甩车场空、重车自溜坡度，一般为10～18‰。当自溜坡度为10‰时，则$\beta=0°34'22''$。

根据以上计算结果，绘制出甩车场线路的斜面、平面和坡度图。

3．甩车道交岔点设计

甩车道交岔点通常布置在与斜井同一倾角的斜面上，因此又称斜面交岔点。

斜面交岔点的设计原则与平面交岔点是相同的。根据已知的甩车场巷道和斜井井筒的断面尺寸，按着甩车场的线路计算数据，即可进行甩车道交岔点设计。

1）交岔点的平面尺寸

交岔点的平面尺寸计算（图1-2-23）如下：

$$L'_0=\frac{b_1+500+\frac{b_2}{\cos\alpha}}{\mathrm{tg}\alpha}=\left(b_1+500+\frac{b_2}{\cos\alpha}\right)\mathrm{ctg}\alpha \qquad (1\text{-}2\text{-}46)$$

$$L_0=L'_0+a_1 \qquad (1\text{-}2\text{-}47)$$

$$L'=\frac{b_1+500+\frac{b_2}{\cos\alpha}}{\sin\alpha}-b_2\mathrm{tg}\alpha \qquad (1\text{-}2\text{-}48)$$

$$n=\frac{l_{7-8}\sin\alpha}{\sin2\alpha} \qquad (1\text{-}2\text{-}49)$$

$$CE=B_2\cos\alpha+500+B_1 \qquad (1\text{-}2\text{-}50)$$

$$EN=B_2\sin\alpha \qquad (1\text{-}2\text{-}51)$$

$$NC=\sqrt{(EN)^2+(CE)^2} \qquad (1\text{-}2\text{-}52)$$

斜墙起点

$$x=\frac{CE-B_1}{i}+NE-L'_0 \qquad (1\text{-}2\text{-}53)$$

在设计中一般取x值等于辙尖尖端至转辙中心的距离，或者$x=a_1$。

斜墙斜率i根据道岔尺寸、斜墙起点至道岔岔心的距离x值的大小求得，一般i值为：0.2、0.25、0.3。

2）交岔点断面设计

斜面交岔点断面尺寸的确定方法与平面交岔点的相同。

交岔点断面的宽度由井筒净跨B_1、跨度CE和斜墙斜率i确定，见图1-2-23所示。它的高度根据断面形状、提升设备、管路布置和行人安全的要求而定。

交岔点通常采用半圆拱或三心拱断面。为减少工程量，墙高可随断面宽度的增大而适当降低。

在设计中要作出C-E断面、斜墙起点断面和起坡点断面，见图1-2-23，并列出各个不同断面的尺寸表和有关参数。

4.甩车道线路计算实例（见表1-2-20）

采用表格形式，把由13°～30°的斜井甩车道线路计算数据列出来，供设计采用。

表1-2-20的使用条件及其说明如下：

（1）甩车道岔、分车道岔均为615-1/4-12；

（2）竖曲线半径$R_1=R_2=15$m；

（3）自溜坡度为10‰，即$\beta=34'22''$；

（4）自溜距离$L_{0-0}'=15$m；

（5）斜井中心线与轨道中心线Δs，空，重车线之间中心距S，均可根据实际情况确定，这对使用表1-2-20中的数据没有影响。

2.4.2.3 阶段吊桥

优点：

（1）进出车方向与斜井轴线保持一致，减少车辆通过道岔时对钢丝绳的磨损；

（2）矿车在阶段吊桥上运行安全可靠，杜绝矿车进入阶段时的掉道事故，提升效率高；

（3）开凿工程量少。

缺点：

（1）车辆不易自溜；

（2）增加通风阻力；

（3）斜井倾角小时，车场与斜井间的岩柱维护困难。

当斜井倾角较大，围岩稳定，斜井需要延深的条件下，应首先考虑采用阶段吊桥。

1．吊桥结构及其车场的组成

吊桥包括吊桥曲轨、轨枕、吊桥梁、重锤、钢丝绳、固定吊环、起吊吊环、定位卡、吊桥铺板和连接板等。实质上吊桥就是一段连接于基本轨上的，可以绕转动轴向上提和下放的一段整体轨道，详见图1-2-26。

吊桥车场由吊桥硐室、信号硐室、吊桥、固定桥及车场道岔等组成，见图1-2-26。

2．吊桥设计的主要参数

吊桥设计的主要参数如图1-2-27所示。

1）吊桥高度H_o(mm)

吊桥高度由下式计算：

$$H_o=H_K+h_1+h_2 \tag{1-2-54}$$

$$H_K=H_c+H_a \tag{1-2-55}$$

式中 H_K——吊桥开启高度，mm；

H_c——通过斜井的最大车辆或设备至轨面算起的最大高度，mm；

H_a——安全高度，取$H_a=300\sim500$mm；

h_1——吊桥钢轨高度，mm；

h_2——吊桥枕木高度，mm。

吊桥高度$h_0\geqslant1800$mm。

2）吊桥理论长度L_j

吊桥转动轴线至吊桥轨面与斜井轨面交点E之水平距离L_j，称为吊桥理论长度，为：

甩　车　道　线　路　计

斜井倾角 α_0（度）	13	14	15	16	17	18	19	20
甩车道岔辙叉角α（°）	14°15′	14°15′	14°15′	14°15′	14°15′	14°15′	14°15′	14°15′
甩车道岔倾斜角γ_1（°）	12°35′45″	13°33′33″	14°31′36″	15°28′52″	16°27′46″	17°25′46″	18°23′39″	19°21′35″
甩车道岔水平投影角φ_1（°）	14°36′32″	14°40′4″	14°43′52″	14°47′56″	14°52′22″	14°57′4″	15°2′6″	15°7′20″
T_1	1731	1875	1988	2115	2246	2376	2506	2636
T_2	1578	1701	1827	1946	2095	2223	2352	2482
α_1	13°10′7″	14°7′55″	15°5′58″	16°3′14″	17°2′8″	18°0′7″	18°58′1″	19°55′57″
α_2	12°1′23″	12°59′11″	13°57′14″	14°54′30″	15°53′24″	16°51′23″	17°49′17″	18°47′14″
L_1	3450	3714	3952	4196	4455	4714	4966	5218
L_2	3152	3382	3646	3913	4159	4418	4666	4918
l_{4-5}	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000
l_{7-8}	8590	8590	8590	8590	8590	8590	8590	8590
$L_{0'-1}$	2374	2455	2545	2638	2737	2839	2943	3051
$L_{0'-2}$	875	1052	1225	1384	1571	1729	1887	2042
$L_{0'-3}$	1047	1209	1377	1516	1664	1804	1940	2072
$L_{0'-4}$	2242	2302	2370	2437	2535	2614	2697	2781
L_{4-5}	1952	1944	1936	1927	1918	1908	1898	1887
L_{7-8}	8383	8351	8315	8278	8238	8196	8151	8164
$H_{3-3'}$	234	291	357	420	492	566	645	728
$H_{4-4'}$	501	555	614	675	749	821	897	977

$$L_j = \frac{h_0}{\sin\alpha_0} - h_3 \operatorname{tg} \alpha_0 \tag{1-2-56}$$

式中　h_0——吊桥高度，mm；

α_0——斜井倾角，°。

在确定转动轴中心点O的位置时，要考虑到在满足开启高度的条件下，应使吊桥越短越好，以减轻吊桥重量。

3）吊桥纵梁（即主梁）间距B

吊桥纵梁间距按下式计算：

$$B = B_0 + 2a + S \tag{1-2-57}$$

式中　B_0——通过吊桥车辆或最大件的最大宽度，mm；

a——通过的车辆或物件的边缘至吊桥梁边（或墙边）的安全距离，$a \geqslant 200$mm；

S——双轨中心距。当采用单轨线路时，$S=0$，mm；

4）吊桥宽度B_1

吊桥宽度为：

$$B_1 = B + 2\delta \tag{1-2-58}$$

算 实 例 表 (mm) 表 1-2-20

21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
14°15′	14°15′	14°15′	14°15′	14°15′	14°15′	14°15′	14°15′	14°15′	14°15′
20°19′29″	21°17′22″	22°15′13″	23°13′3″	24°10′50″	25°8′36″	26°6′19″	27°4′0″	28°1′38″	28°59′14″
15°13′6″	15°19′6″	15°25′27″	15°32′10″	15°39′15″	15°46′42″	15°54′34″	16°2′51″	16°11′31″	16°20′39″
2766	2897	3028	3160	3292	3424	3557	3690	3823	3958
2611	2742	2872	3003	3135	3267	3399	3531	3664	3798
20°53′51″	21°51′44″	22°49′35″	23°47′25″	24°25′12″	25°42′58″	26°40′41″	27°38′22″	28°36′0″	29°33′36″
19°45′7″	20°43′0″	21°40′51″	22°38′41″	23°36′28″	24°34′14″	25°31′57″	26°29′38″	27°27′16″	28°24′52″
5471	5724	5976	6228	6480	6753	6984	7236	7488	7739
5171	5424	5676	5928	6181	6433	6604	6936	7188	7439
2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000
8590	8590	8590	8590	8590	8590	8590	8590	8590	8590
3160	3272	3386	3501	3618	3737	3857	3978	4100	4224
2205	2547	2497	2646	2793	2940	3086	3232	3377	3522
2200	2324	2445	2553	2676	2787	2894	2998	3098	3196
2865	2950	3034	3118	3201	3283	3364	3444	3522	3598
1877	1864	1851	1838	1830	1811	1796	1781	1766	1750
8055	8004	7950	7894	7836	7776	7714	7649	7583	7514
815	906	1000	1095	1202	1308	1418	1532	1648	1771
1061	1149	1242	1338	1437	1541	1649	1760	1873	1993

式中 δ——吊桥轨枕搭在吊桥纵梁上的长度一般取$\delta \geqslant 100$mm；

B——吊桥纵梁间距，mm。

3．吊桥结构设计

1）吊桥曲轨计算（图1-2-28）

为了使矿车顺利而又平稳的通过吊桥，并减少冲击，吊桥与斜井轨道的搭接应采用曲线圆弧（即曲轨）形式。

吊桥曲轨的曲线半径，轨尖尺寸的确定及其加工质量，尖轨弯曲弧长所对应的中心角等参数都将影响吊桥质量和使用寿命。

在一般情况下，尖轨弯曲弧长的中心角α_1与斜井倾角α_0相一致，以便保证E_1是以o_1点为圆心，以R为半径的弧，与斜井轨面相切的切点。

（1）吊桥曲轨竖曲线半径R：

$$R \geqslant \frac{L_B^2 - S_B^2}{8A} \tag{1-2-59}$$

式中 L_B——矿车或长材料的长度，mm；

S_B——矿车轴距，mm；

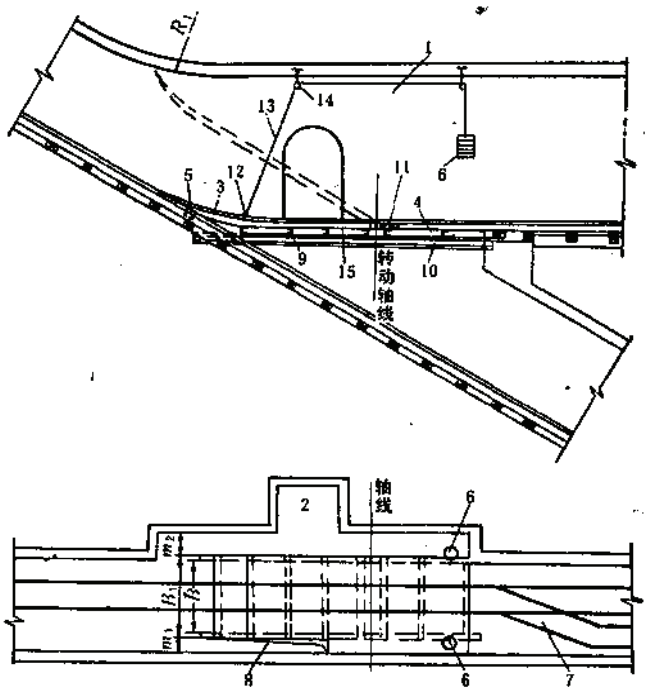


图 1-2-26　吊桥结构及其车场的组成

1—吊桥硐室；2—信号硐室；3—吊桥曲轨；4—固定桥；5—固定卡；6—重锤；7—车场道岔；8—人行道；9—吊桥轨枕；10—吊桥纵梁；11—连接板；12—起吊吊环；13—钢丝绳（一般选用ϕ≥12mm的D型钢丝绳）；14—定滑轮（一般选用ϕ=100～150mm）；15—吊桥铺板

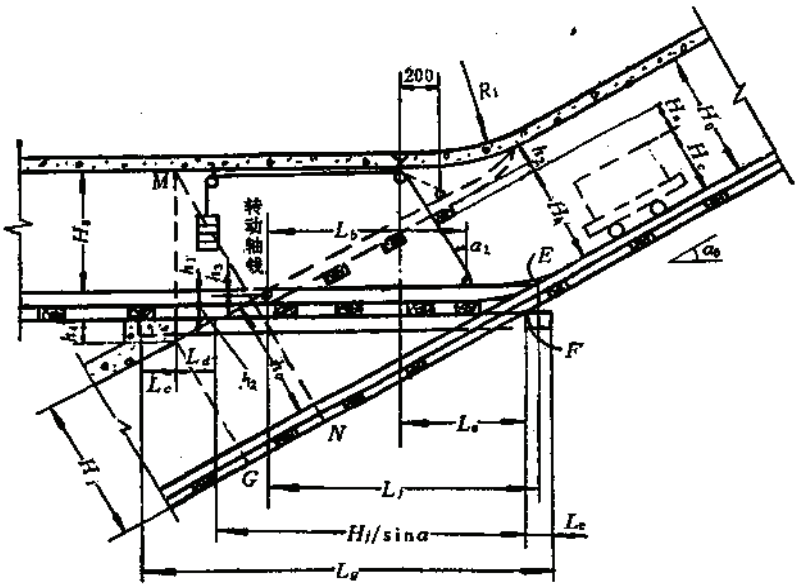


图 1-2-27　吊桥参数计算图

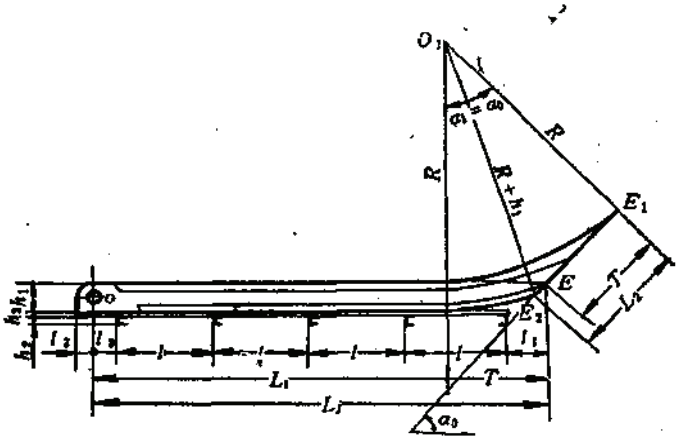


图 1-2-28 吊桥曲轨计算图

A——矿车的牵引高度或材料的装载高度。一般取矿车牵引点的高度为200mm。

上述公式若按矿车的几何尺寸计算，R值偏小；若按所运长材料计算，则A值不能取矿车牵引点高度。由于阶段平巷下长材料较少，一般都按矿车几何尺寸计算R值，如需运长材料时，可将长材料放在短材料上面，其R值可按表1-2-21确定。

吊桥曲轨竖曲线半径R值 表 1-2-21

矿车容积 (m^3)	车长 (m)	竖曲线半径 R 值 (m)		
		通过矿车时	运输长材料的长度	
			为 8 m时	为10m时
0.5	1.5	2～3	6	8
0.55	1.29	2～3	6	8
0.7	1.7	3～4	6	8
0.75	1.954	3～4	6	8
1.2	2.47	4～5	6	8
人车	4.5	8～9	8	8

（2）吊桥曲轨竖曲线起坡点至转动轴心o点距离L_1（见图1-2-28）为：

$$L_1=L_j-T \tag{1-2-60}$$

式中 L_j——吊桥理论长度，mm；

T——曲轨竖曲线切线长，mm。

（3）吊桥曲轨轨尖的切割长度L_2（见图1-2-28）：

$$L_2=\sqrt{(R+h_1)^2-R^2} \tag{1-2-61}$$

式中 h_1——吊桥钢轨高度，mm；

R——吊桥曲轨竖曲线半径，mm。

（4）吊桥钢轨在加工前下料长度L_3（见图1-2-28）：

$$L_3=L_j+\frac{\pi R\alpha_1}{180^\circ}+l_2-T \tag{1-2-62}$$

式中 l_2——吊桥曲轨转动轴轴心点o至端部的长度，mm。

l_2值可按表1-2-22取。

2）吊桥曲轨与阶段平巷钢轨的连接

连接方式多采用插入铰接形式，见图1-2-29。要求连接结构简单，牢固可靠，转动灵活，安装方便，拆卸容易，保证安全，运行平稳。

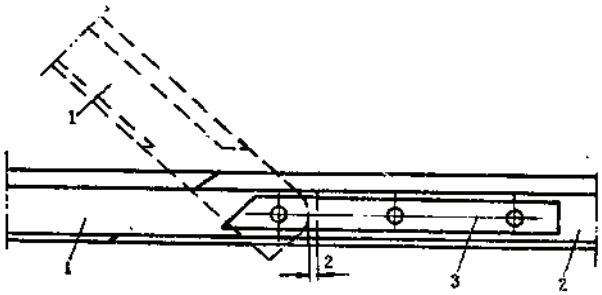
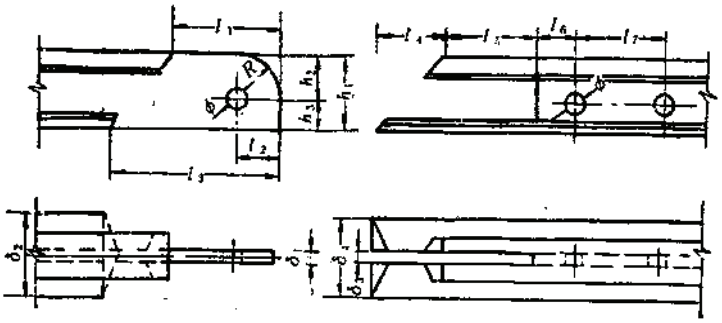


图 1-2-29　吊桥曲轨与阶段平巷钢轨插入铰接图

1—吊桥曲轨，其尺寸见表1-2-22；2—阶段平巷钢轨，尺寸见表1-2-22；3—连接板，尺寸见表1-2-23

吊桥曲轨与中段平巷钢轨连接端部尺寸　　表 1-2-22



吊桥曲轨连接端部　　阶段平巷钢轨连接端部

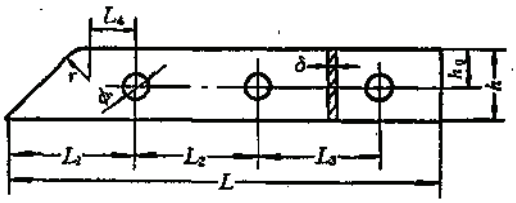
轨型 (kg/m)	连接尺寸 (mm)															
	h_1	h_2	h_3	l_1	l_2	l_3	R	δ_1	δ_2	l_4	l_5	l_6	l_7	δ_3	δ_4	φ
11	80.5	45.5	35	88	38	168	40	7	32	80	90	50	100	9	66	17
15	91	52	39	98	42	189	40	7	37	91	100	56	100	9	76	19
18	90	51	39	97	42	187	40	10	40	90	99	56	100	12	80	19
24	107	61	46	115	50	222	40	10	51	107	117	48	100	12	92	21

3）吊桥轨枕

吊桥轨枕一般选用槽钢，有时也采用木材或轻型钢轨。轨枕长度即等于吊桥宽度。轨枕间距在确定首根和末根位置后，中间轨枕间距 l 可以均匀布置，$l=500\sim700$mm 为宜，见图1-2-28。

（1）首根轨枕位置l_1（见图1-2-28）：

钢轨连接板尺寸 表 1-2-23



轨型 (kg/m)	尺寸 (mm)									
	L	L_1	L_2	L_3	L_4	h	h_0	ϕ	γ	δ
11	340	120	90	100	30	45	22.5	17	20	10
15	375	135	100	100	36	46	23	19	22	10
18	375	132	100	100	35	38	19	19	22	12
24	400	160	100	100	46	58	29	21	25	14

注：因新型轻轨各部配件均不配套，所以表1-2-22、表1-2-23和表1-2-24暂用旧轨型。

$$l_1=\frac{h_1+h_2+h_3}{\mathrm{tg}\alpha_0} \tag{1-2-63}$$

式中 h_1——吊桥钢轨高度，mm；

h_2——吊桥轨枕高度，mm；

h_3——吊桥轨下铺板厚度，一般选用木板50mm厚，或者用5～6mm厚的花纹钢板。

（2）末根轨枕至转动轴轴心O点的距离l_3，由图1-2-28可知：

$$l_3=L_j-l_1-(n+1)l \tag{1-2-64}$$

式中 n——吊桥中间轨枕数目。

（3）吊桥轨枕（采用槽钢或钢轨）型号按如下步骤选择：

先求集中设计荷载P，当车辆轴距S_b小于或等于轨枕间距l时，则P值为：

$$p=\gamma_0\left[\frac{1}{4}\gamma_Q p_0\left(1+\frac{l-S_b}{l}\right)+\gamma_G q_1\right] \tag{1-2-65}$$

$$q_1=q_2 l$$

当车辆轴距$S_b>l$时：

$$p=\gamma_0\left(\frac{1}{4}\gamma_Q P_0+\gamma_G q_1\right) \tag{1-2-66}$$

式中 p——作用于轨枕上的集中设计荷载，kN；

γ_0——结构重要性系数，取$\gamma_0=1.1$；

γ_Q——可变（动）荷载分项系数，取$\gamma_Q=1.4$；

p_0——矿车自重与载重之和kN；

l——枕木（或钢轨枕）间距，m；

γ_G——永久荷载分项系数，取$\gamma_G=1.2$；

q_1——在轨枕间距l内的钢轨重力，kN；

q_2——钢轨的线分布力，kN/m。

按下式求均布设计荷载q：

$$q=\gamma_0\gamma_G(q_3+q_4) \tag{1-2-67}$$

$$q_4=q_6l$$

式中　q_3——轨枕的线分布力，kN/m；

q_4——铺板线分布力，kN/m；

q_6——铺板面分布力，kN/m²；

其他符号同前。

而后按下式求弯矩M：

$$M=pa+\frac{ql^2}{8} \tag{1-2-68}$$

$$a=\frac{l_0-Sb}{2}$$

式中　a——设计荷载p作用点到轨枕支点距离，m。

l_0——轨枕的计算跨度，m。

最后求截面抵抗矩W_x：

$$W_x=\frac{M}{\eta_x f} \tag{1-2-69}$$

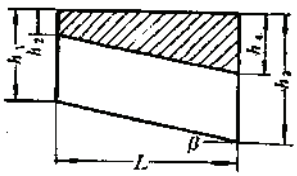
式中　η_x——截面塑性发展系数，对称工字形或者箱形截面$\eta_x=1.05$，其它$\eta_x=1.0$；

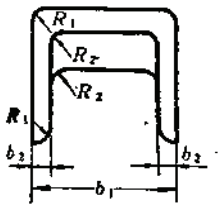
f——钢材的抗弯设计强度，kPa。

4）定位卡

定位卡是焊在尖轨下面的一个部件，当吊桥下放时，它便卡在斜井轨道上，防止吊桥横向摆动，防止矿车通过吊桥时掉道；定位卡还能保护轨尖不致于变形。定位卡尺寸见表1-2-24。

定位卡尺寸表　　表 1-2-24





轨型 (kg/m)	尺寸名称 (mm)						
	L	h_1	h_2	b_1	b_2	R_1	R_2
11	60	42	10	55	10	10	7
15	60	50	10	61	10	10	7
18	60	55	10	68	12	10	7
24	60	55	10	80	12	10	13

说明：图中β值应与斜井倾角相一致，h_3、h_4值随着斜井倾角不同而不同，见表2-2-25。

定位卡可用整块铸钢加工，也可用三块厚钢板焊接而成，然后刨出所需要的斜度。

5）吊桥梁

吊桥梁是承受吊桥重量，保证车辆行驶的主体构件。它的一端嵌固在三角岩柱上，另一端嵌固在斜井底板的梁窝里（图1-2-27）。吊桥梁一般多采用工字钢。

（1）吊桥梁长度L_g

吊桥梁长度为：

$$L_g=\frac{H_j}{\sin\alpha_0}+2L_c+L_d \tag{1-2-70}$$

$$L_d=\frac{h_4}{\mathrm{tg}\alpha_0}$$

式中 H_j——斜井净高，mm；

α_0——斜井倾角，mm；

L_c——吊桥梁一端嵌固深度，一般取200～300mm；

h_4——三角岩柱高度，一般取$h_4=500$mm。

斜井倾角与h_3、h_4值关系表 表 1-2-25

斜井倾角 α_0 (°)	吊桥钢轨规格 (kg/m)							
	11		15		18		24	
	h_3(mm)	h_4(mm)	h_3(mm)	h_4(mm)	h_3(mm)	h_4(mm)	h_3(mm)	h_4(mm)
20	57	27	65	27	69	27	69	27
21	58	28	66	28	70	28	70	28
22	59	29	67	29	71	29	71	29
23	60	30	68	30	72	30	72	30
24	60	30	68	30	72	30	72	30
25	61	31	69	31	73	31	73	31
26	62	32	70	32	74	32	74	32
27	63	33	71	33	75	33	75	33
28	63	33	71	33	75	33	75	33
29	64	34	72	34	76	34	76	34
30	65	35	73	35	76	35	77	35
31	66	36	74	36	77	36	78	36
32	66	36	74	36	77	36	78	36
33	67	37	75	37	78	37	79	37
34	68	38	76	38	79	38	80	38
35	69	39	77	39	80	39	81	39

（2）吊桥梁型号选择

求设计荷载q（按均布荷载考虑）：

$$q=\gamma_0\left[\frac{\gamma_Q p_0}{2L_B}+\gamma_G\left(q_1+\frac{q_2}{2l}+q_3+p_2\right)\right] \tag{1-2-71}$$

$$q_3=q_4 l$$

式中 γ_0——结构重要性系数，取$\gamma_0=1.1$；

γ_Q——可变荷载分项系数，取$\gamma_Q=1.4$；

p_0——一辆矿车自重与载重之和，kN；

L_B——一辆矿车全长，m；

γ_G——永久荷载分项系数，取$\gamma_G=1.2$；

q_1——钢轨线分布力，kN/m；

q_2——一根轨枕重力，kN；

l——吊桥轨枕间距，m；

q_3——铺板线分布力，kN/m；

q_4——铺板的面分布力，kN/m²；

p_2——每米吊桥纵梁自重，kN/m。

求最大设计弯矩：

$$Mx=\frac{ql_0^2}{8} \tag{1-2-72}$$

式中　l_0——吊桥纵梁的计算跨度，m；

q——作用在吊桥梁上的设计均布荷载，kN/m。

若考虑同时产生扭矩时，可将最大设计弯矩M_x乘以1.05系数得出联合最大设计弯矩M（近似值）。

求吊桥梁截面抵抗矩W_{dx}，并选择其型号：

$$W_{dx}=\frac{M}{\eta_x f} \tag{1-2-73}$$

式中　f——钢材的抗弯设计强度，kPa；

η_x——截面塑性发展系数。对双轴对称工字形截面$\eta_x=1.05$，$\eta_y=1.2$；对箱形截面$\eta_x=\eta_y=1.05$；对其它截面受动力荷载时取$\eta_x=\eta_y=1.0$；对梁的纯弯曲区段应分别取为$0.5(1+\eta_x)$和$0.5(1+\eta_y)$。

（3）吊桥梁挠度验算

按下式验算：

$$v_{max}=\frac{5ql_0^4}{384EI}\leqslant[f] \tag{1-2-74}$$

式中　q——作用在吊桥梁上的设计均布荷载，kN/m；

E——钢材的弹性模量，kPa；

I——型钢的惯性矩，m⁴；

$[v]$——受弯构件的容许挠度，按$[v]=\frac{l_0}{400}$考虑。

6）起吊吊环和定滑轮的安设位置。

起吊吊环安设在吊桥首根轨枕的中线上，这样可使吊桥放下时，该轨枕紧贴着斜井轨面（图1-2-27）。

阶段平巷底板延长线与斜井底板的交点F到定滑轮位置的水平距离L_a，可用定位方法确定：当吊桥开启后，起吊吊环的垂线位置，往阶段平巷方向加200mm，就是定滑轮的位置。这样可使吊桥启吊时越起越轻。

7）吊桥的起动

（1）对吊桥起动的要求

吊桥起动要灵活，起动时间要短，一般不宜超过20s。

起动装置结构要简单，坚固耐用，占用巷道的空间要小。

当采用手动重锤起动时，吊桥开启任何位置或角度都能自锁，以防吊桥起动时有自坠或自起现象；吊桥的起动力不应超过400N，便于一个人操作。

要求吊桥抬起时应抬得越高越轻便，而下放时越放越省力。

（2）吊桥的启动方式

吊桥的启动方式有：手动、气动和电动三种，其中采用手动重锤启动的为最多。各种启动方式的比较及应用条件，见表1-2-26。

吊桥启动方式比较表　　表 1-2-26

比较项目	启动方式				
	电动	气动	手动		
			人抬	葫芦	重锤
结构	复杂	复杂		简单	简单
设备	电机、减速机	气缸		手动葫芦	重锤
安装	复杂	复杂	简单	简单	简单
检修	坑内潮湿绝缘受影响，易烧坏电机	气缸活塞应防锈		容易	容易
使用	方便	方便	笨重	笨重、慢	轻便，起动力在300～400N
启动时间	小于10 s	小于10 s	40～60 s	1200 s	10～20 s
投资	高	较高	低	较高	较低
经营费用	较高	高	低	低	低
动力	电力	压气	人工	人工	人工
应用条件	启动频繁，每班启动40次以上，要求巷道干燥	吊桥式甩车道及高低差吊桥应优先采用	临时吊桥或不经常启动的吊桥	一般不采用	除吊桥式甩车道及高低差吊桥外，应尽量采用
使用矿山	湘西钨矿、老宝滩铜矿、马田煤矿、福山铜矿	金岭铁矿、西郝庄铁矿、杨家庄铁矿	湘西钨矿三斜井及一喷井	湘西钨矿、西郝庄铁矿	西郝庄铁矿主、副井、湘西钨矿三斜井建设井

（3）吊桥起动重锤重力Q的确定

吊桥起动重锤动Q由下式确定：

$$Q=\frac{GL_j\gamma_0\gamma_G}{nL_b\cos\alpha_1} \tag{1-2-75}$$

$$G=g_1+g_2+g_3+g_4 \tag{1-2-76}$$

$$\alpha_1=\frac{\alpha_0}{2}$$

$$g_1=2\left(L_j+L+T-\frac{L_2}{2}\right)q_1 \tag{1-2-77}$$

$$g_2=n_1q_2 \tag{1-2-78}$$

式中　G——吊桥自重，kN；

g_1——吊桥钢轨自重，kN；

L_j——吊桥理论长度，m；

L——吊桥曲轨弧长，如图1-2-28所示，m；

T——吊桥曲轨切线长度（见图1-2-28），m；

L_k——吊桥曲轨轨尖的切割长度（见图1-2-28），m；

q_1——吊桥钢轨线分布力，kN/m；

g_2——吊桥轨枕总重，kN；

n_1——吊桥上轨枕根数；

q_2——每根轨枕重，kN；

g_3——吊桥上铺板重，kN；

g_4——吊桥上其它零件重，kN；

n——重锤个数；

L_b——起吊点到吊桥转动轴中心点的水平距离（见图2-2-27），m；

α_1——起吊角，起吊钢丝绳与垂直地面线的夹角（°）；

α_0——斜井倾角（°）；

γ_0——结构重要性系数，对安全等级为一、二、三级的结构构件，分别取为1.1，1.0及0.9，此式取$\gamma_0=1.1$；

γ_G——永久荷载分项系数，一般取$\gamma_G=1.2$。

重锤可用铸铁或混凝土块做成厚薄两种规格，每块重量15～25kg，便于调配。规格尺寸为：直径250～300mm，厚度30～60mm。

4．吊桥车场交岔点尺寸计算

1）吊桥硐室宽度B_2

吊桥硐室宽度B_2由下式确定（见图1-2-26）：

$$B_2=B_1+m_1+m_2 \tag{1-2-79}$$

式中　B_1——吊桥宽度，m；

m_1——人行道宽度，取$m_1=800\sim900$mm；

m_2——摘挂钩处平台宽度，取$m_2=600\sim800$mm。

2）交岔点处斜井从轨面至拱顶的净高H

如图1-2-27所示，为了保证在过渡段（连接处）吊桥抬起后不触顶板，在吊桥尖轨处斜井从轨面算起的净高H_0，必须满足下列条件：

$$H_0>R(1-\cos\alpha_0)+H_h+h_1+h_2$$

式中　R——吊桥曲轨竖曲线半径（见图1-2-28），mm；

H_h——吊桥开启高度，mm；

α_0——斜井倾角（°）；

h_1——吊桥上的钢轨高度，mm；

h_2——吊桥上的轨枕高度，mm。

3）交岔点圆弧半径R_1

在一般情况下，圆弧半径R_1取5000mm左右（图1-2-27），但在下材料斜井中，为使长材料能从斜井顺利进入阶段运输平巷，圆弧半径R_1必须满足下列要求：

$$R_1 \geqslant \frac{L\sin\frac{\alpha_0}{2} - H_B - H_0}{2\left(1-\cos\frac{\alpha_0}{2}\right)} \tag{1-2-80}$$

式中 L——通过材料的最大长度，mm；

α_0——斜井倾角（°）；

H_B——阶段平巷从轨面算起的净高，mm；

H_0——斜井从轨面算起的净高，mm。

4）吊桥硐室的长度L_g

吊桥硐室的长度L_g由下式确定（见图1-2-27）：

$$L_g = \frac{H_j}{\sin\alpha_0} + h_4 \mathrm{ctg}\alpha_0 \tag{1-2-81}$$

式中 H_j——斜井从底板算起的净高，mm；

h_4——三角岩柱（或三角混凝土柱）的高度，mm；

α_0——斜井倾角（°）。

5）吊桥交岔点尺寸计算

吊桥交岔点尺寸计算如下（图1-2-27）：

$$\overline{GN} = (H_B + h_1 + h_2 + h_4)\sin\alpha_0 \tag{1-2-82}$$

$$\overline{MN} = (H_B + h_1 + h_2 + h_4)\cos\alpha_0 + H_j \tag{1-2-83}$$

$$\overline{MG} = \sqrt{\overline{MN}^2 + \overline{GN}^2} \tag{1-2-84}$$

在上述公式中，$\overline{GN}$、$\overline{MN}$、$\overline{MG}$表示两点间直线长度；其它符号同前。

2.4.2.4 吊桥式甩车道

将甩车道和阶段吊桥两部分结合起来使用，集中其优点，称为吊桥式甩车道。其特点是：重车运行走吊桥，空车由斜井一侧的甩车道进入阶段车场。空、重车都能自溜。

吊桥式甩车道的设计与计算见图1-2-30。

1．吊桥式甩车道参数选择

（1）一般采用1/4、1/5、1/6道岔。

（2）高道（甩车道）竖曲线半径按表1-2-17选取。吊桥竖曲线半径按表1-2-21选取。

（3）线路间距按表1-2-27选取。

线路间距表 表 1-2-27

矿车规格(m^3)	0.5	0.55	0.7	0.75
线路间距(mm)	1300	1400	1400	1500

（4）自溜坡度一般取10‰左右（34′22″）。

2．轨道线路连接计算

1）甩车道设计

按图1-2-30所示，各参数计算如下：

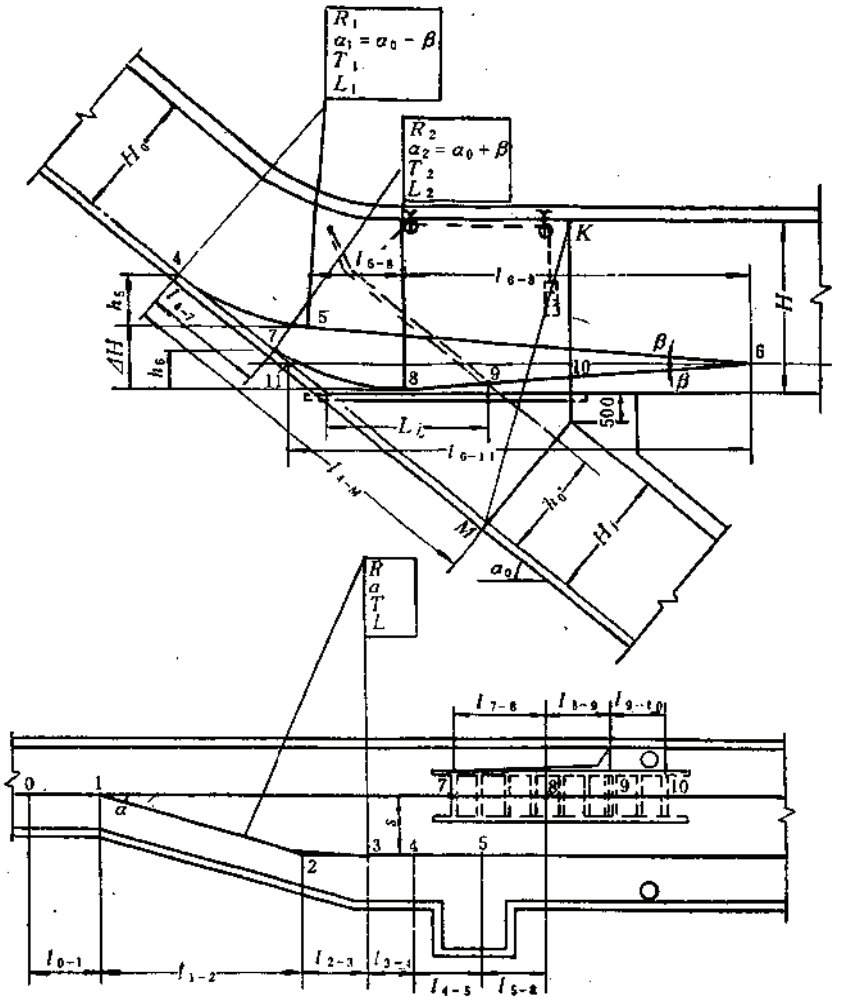


图 1-2-30　吊桥式甩车道简图

（1）$l_{0-1}=a$　　(1-2-85)

（2）$l_{1-2}=S\mathrm{ctg}\alpha=\dfrac{S}{\mathrm{tg}\alpha}$　　(1-2-86)

（3）$l_{2-3}=T=R\mathrm{tg}\dfrac{\alpha}{2}$　　(1-2-87)

（4）$l_{3-4}=d\geqslant S_B$　　(1-2-88)

（5）高道竖曲线水平投影：

$$l_{4-5}=R_1(\sin\alpha_0-\sin\beta)\qquad(1\text{-}2\text{-}89)$$

（6）吊桥竖曲线水平投影：

$$l_{7-8}=R_2(\sin\alpha_0+\sin\beta)\qquad(1\text{-}2\text{-}90)$$

（7）高道竖曲线起点和终点高差：

$$h_5=R_1(\cos\beta-\cos\alpha_0)\qquad(1\text{-}2\text{-}91)$$

（8）吊桥竖曲线起点和终点高差：

$$h_8 = R_2(\cos\beta - \cos\alpha_0) \tag{1-2-92}$$

（9）高道起坡点和吊桥起坡点的高差：

$$\Delta H = (l_{5-6} + l_{6-8})\mathrm{tg}\beta + l_{6-8}\mathrm{tg}\beta \tag{1-2-93}$$

（10）竖曲线起点间距l_{4-7}（与吊桥道平行）：

$$l_{4-7} = \frac{h_5 + \Delta H - h_8}{\sin\alpha_0} \tag{1-2-94}$$

（11）竖曲线终点间距l_{6-8}（与吊桥道平行）：

$$l_{6-8} = l_{4-7}\cos\alpha_0 + l_{7-8} - l_{4-8} \tag{1-2-95}$$

（12）存车线长度：

$$l_{8-9} = L_j - T_2 = \frac{h_0}{\sin\alpha_0} - h_3\mathrm{tg}\alpha_0 - R_2\mathrm{tg}\frac{\alpha_0}{2} \tag{1-2-96}$$

$$l_{9-10} = \left(h_1 + h_2 + 0.5 + \frac{H_0 - h_0}{\cos\alpha_0}\right)\mathrm{ctg}\alpha_0 \tag{1-2-97}$$

$$l_{5-6} = \frac{\Delta H - l_{5-6}\mathrm{tg}\beta}{2\mathrm{tg}\beta} \tag{1-2-98}$$

式中 a——甩车道道岔尺寸，m；

α——甩车道道岔岔心角，°；

S——吊桥处线路间距，m；

R——平曲线半径，一般取$R=15$m；

d——插入直线长度，一般取$d\geqslant1$m；

S_B——通过甩车道车辆的轴距，m；

R_1——高道（甩车道）竖曲线半径，m；

R_2——低道（吊桥道）竖曲线半径，m；

α_0——斜井倾角（°）；

β——自溜坡度角（°）；

其它符号见图1-2-27所示。

3．交岔点尺寸计算

交岔点尺寸由下式计算（图1-2-30）：

$$KM = \sqrt{(H + 500 + H_j\cos\alpha_0)^2 + (H_j\sin\alpha_0)^2} \tag{1-2-99}$$

$$l_{4-M} = T_1 + \frac{l_{8-11}\sin\beta}{\sin(\alpha_0 - \beta)} + \frac{l_{8-11}\sin\beta}{\sin(\alpha_0 + \beta)} + \frac{L_j + l_{9-10}}{\cos\alpha_0} - H_j\mathrm{tg}\alpha_0 \tag{1-2-100}$$

式中 H——阶段巷道净高，mm；

H_j——斜井高度，mm；

l_{8-11}——自溜坡度的长度，一般取1.5倍列车长，m；

其它符号含义见图1-2-30和轨道线路连接计算公式（1-2-85）～（1-2-98）。

2.4.2.5 高低差吊桥

高低差吊桥由两个互不相干的高吊桥（空车线）和低吊桥（重车线）组成。在斜井内设有渡线道岔，在车场内有信号房和带自溜坡线路，高低差吊桥的尺寸计算，见图1-2-31。

高低差吊桥的参数可按吊桥式甩车道的参数选择原则确定。

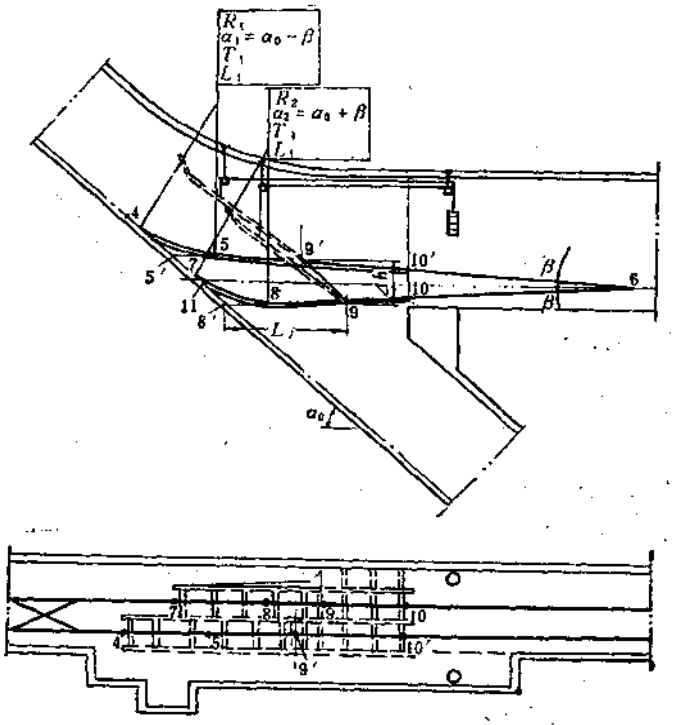


图 1-2-31　高低差吊桥简图

（1）线路长度由下式计算：

$$l_{6-5'}=\frac{l_{6-11}\sin\alpha_0}{\sin(\alpha_0-\beta)} \tag{1-2-101}$$

$$l_{5'-11}=\frac{l_{6-11}\sin\beta}{\sin(\alpha_0-\beta)} \tag{1-2-102}$$

$$l_{8'-11}=\frac{l_{6-11}\sin\beta}{\sin(\alpha_0+\beta)} \tag{1-2-103}$$

$$l_{6-9}=\frac{l_{6-11}\sin\alpha_0}{\sin(\alpha_0+\beta)}-L_f \tag{1-2-104}$$

$$l_{4-7}=l_{5'-11}+l_{8'-11}+T_1-T_2 \tag{1-2-105}$$

$$T_1=R_1\mathrm{tg}\frac{\alpha_1}{2},\quad T_2=R_2\mathrm{tg}\frac{\alpha_2}{2}$$

$$\alpha_1=\alpha_0-\beta,\ \alpha_2=\alpha_0+\beta$$

（2）空、重车线“9”点的高差按下式计算：

$$\Delta h=2l_{6-9}\sin\beta \tag{1-2-106}$$

（3）高低吊桥起坡点水平相错距离计算如下：

$$\Delta l=l_{4-7}\cos\alpha_0 \tag{1-2-107}$$

式中　l_{6-11}——自溜坡线路水平长度，一般取1.5倍列车长，m；

L_f——吊桥理论长度，m；

α_0——斜井倾角（°）；

β——自溜坡角度（°）；

T_1——高吊桥曲轨切线长，m；

T_2——低吊桥曲轨切线长，m。

2·4·3 矿车组斜井井口竖曲线

矿车组斜井井口竖曲线半径的选择可参照表1-2-17。

单轨道变坡井口，平车场线路布置形式见图1-2-32。

双轨道变坡井口，平车场线路布置形式见图1-2-33。

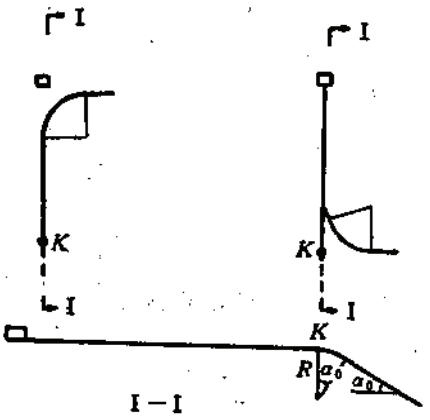


图 1-2-32 单道变坡井口平车场

K—变坡点，R—井口竖曲线半径

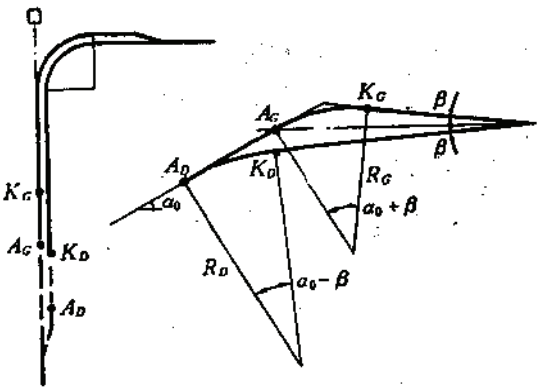


图 1-2-33 双道变坡井口平车场

K_G—高道变坡点；K_D—低道变坡点；R_G—高道竖曲线半径；R_D—低道竖曲线半径

2.5 箕斗斜井

2.5.1 箕斗斜井的设计规定

箕斗斜井是矿山的主提升井，是生产的咽喉。斜井设计得是否合理，对整个矿山的生产布局、开拓系统、井下提升运输系统和经济效益有很大的影响，同时也影响到斜井工业场地、矿仓、粗碎车间、选厂或转运设施的合理布置。因此在设计中除考虑本章2.1.2节内容外，尚需考虑如下各点。

（1）箕斗斜井禁止作为进风井，并且井口必须在进风井的下风向，保证风源含尘量不得超过0.5mg/m³的规定。

（2）箕斗斜井的倾角一般与矿体倾角相近，不宜大于30°。

（3）在大、中型矿山，斜井宜采用整体道床的底部结构形式。

（4）为防止断绳或错误操作时造成设备损坏，影响井下排水，井底需设挡梁并加缓冲木。

（5）有条件时，箕斗井井底标高可略高于辅助井底或阶段平巷标高，以便为解决斜

井内的排水、粉矿回收和通风等问题提供方便。

2.5.2 箕斗斜井断面

（1）箕斗斜井断面布置主要以箕斗的外形尺寸，并满足各处的安全间隙为原则，见本章第一节。

（2）断面一般采用拱型（圆弧型、三心拱）。因为箕斗下方安有卸载凸轮，且伸出箱体之外，形成上窄下宽的外形，采用拱型断面可适当降低墙高，有效的利用断面。

（3）箕斗斜井服务年限较长，一般采用素混凝土整体浇灌或砖石砌筑为多数，在围岩稳固的条件下可采用喷锚支护或不支护。

（4）箕斗斜井内敷设的供水管、压风管、通讯和照明电缆等，数量少，直径小，对断面的布置影响不大。所以箕斗井的断面布置多采用人行道、水沟、管缆都设在同一侧。管路在下，电缆在上，上下间距不得小于300mm。人行道内的台阶及扶手见本章2.2.2.3节。

（5）箕斗外缘最突出部分与井壁的安全间隙或两提升容器之间的安全间隙都不小于300mm。

箕斗斜井断面实例见图1-2-34及图1-2-35。

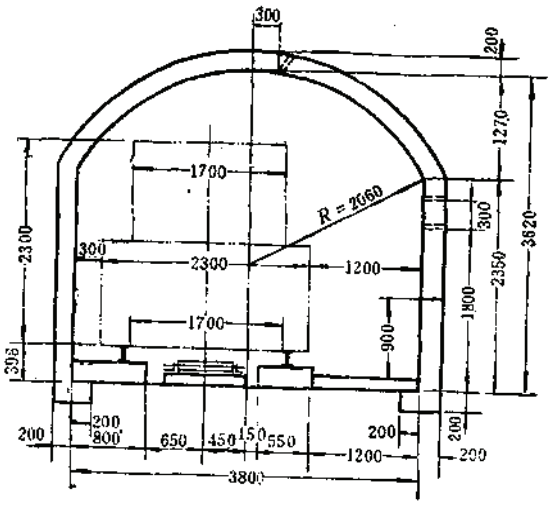


图 1-2-34　12t后卸式箕斗单轨断面

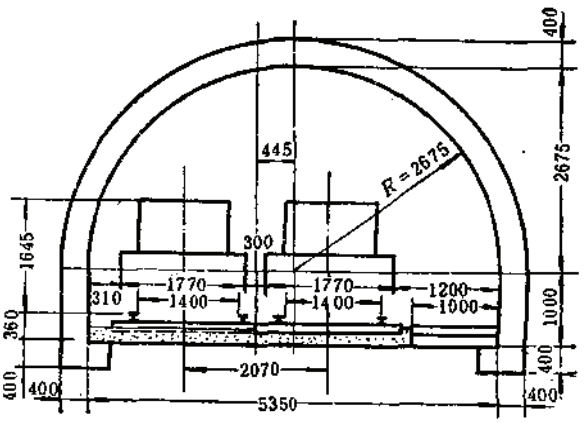


图 1-2-35　煤矿6t双箕斗断面

双箕斗斜井一般铺设双道，具体要求见表1-2-6。对于只有一个阶段的箕斗斜井可采用单道布置，并在井筒中部设错车线，具体要求见2.2.2.1节。

2.5.3 箕斗斜井装矿硐室

2.5.3.1 阶段卸矿硐室、矿仓与斜井装矿硐室的布置形式

箕斗斜井装矿系统由阶段卸矿硐室、矿仓和箕斗装矿硐室组合而成，在空间上可有多种布置形式，不同的矿仓有不同的布置形式。矿仓有直仓和斜仓之分，其形式选择又与阶段卸矿水平重车线和斜井井筒的相互关系有关，见图1-2-36。

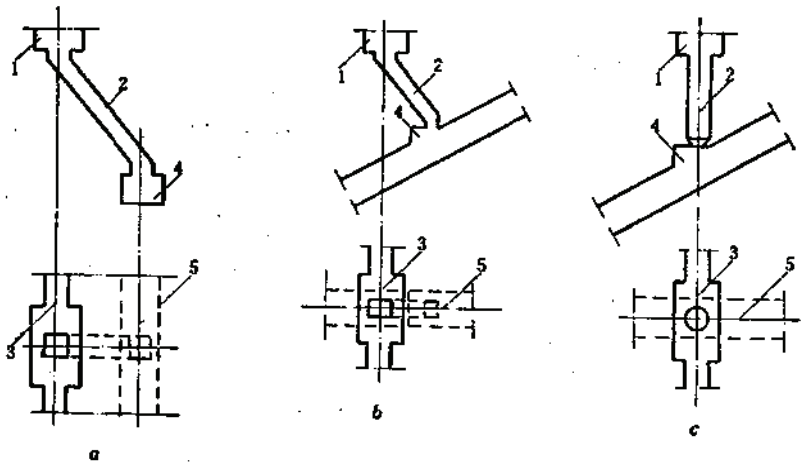


图 1-2-36 装卸矿硐室与矿仓的关系

a、b—斜矿仓；c—直矿仓；1—卸矿硐室；2—矿仓；3—卸矿水平中心线；4—装矿硐室；5—斜井提升中心线

1. 斜矿仓

当阶段卸矿硐室重车线与斜井提升中心线的水平投影线相平行时，如图1-2-36*a*所示，应采用斜矿仓的布置形式；若两者是垂直或斜交时，也可采用斜矿仓进行连接，见图1-2-37。

2. 直矿仓

当阶段卸矿硐室重车线与箕斗斜井提升中心线的水平投影垂直或斜交时，虽然可以采用斜矿仓，但是在岩石整体性好，围岩稳固较坚硬，而且矿仓高度有保证的条件下，应该优先考虑用直矿仓的连接形式，见图1-2-38。

2.5.3.2 矿仓设计

（1）矿仓的有效最小容积为箕斗1～1.5h的正常提升量，或者不小于2列车卸矿量。

（2）装矿硐室的操作水平与卸矿阶段之间应有人行天井相通，但人行天井不通往矿仓。

（3）矿仓的断面形状有：圆形、矩形和拱形等三种。一般圆形多用于斜矿仓，矩形多用于直矿仓。

圆形矿仓不易堵塞，有效容积大，矿仓受力好，当围岩稳固时可不支护。而斜矿仓其支护及施工均较困难，为了保护斜矿仓底并使矿流流动顺畅，在仓底铺设钢板、钢轨或锰钢板。在设计中应尽量采用圆形断面的直矿仓。只有在卸矿硐室重车线与箕斗提升中心线的水平投影相平行，布置直矿仓有困难时，才采用拱型断面的斜矿仓。

（4）矿仓仓壁一般采用C15～C20级素混凝土支护，厚度不小于300mm，上下口和斜仓底板用24～38kg/m钢轨或不小于50mm厚的锰钢板加固。矿仓应尽量选择在围岩坚固的地段，除上下口支护并加固外，其余可不支护。

（5）圆矿仓直径选择主要根据矿（岩）石性质、块度和生产能力而定，参见第四章。在保证矿仓容积的前提下，矿仓垂高一般取15～25m。

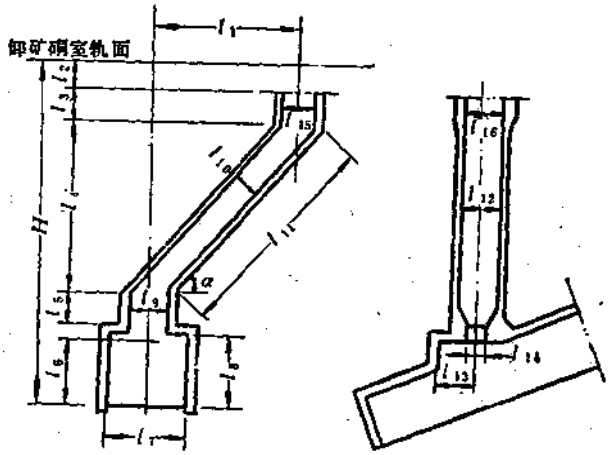


图 1-2-37　斜矿仓及装矿硐室尺寸

l_1——阶段卸矿硐室受矿口中心线到斜井中心线的距离，与矿仓容积、斜井与卸矿硐室重车线的相对位置以及两者之间的岩柱大小有关，一般取$l_1=5-12$m；

l_2——矿仓上口至卸矿硐室轨面的高度，与卸矿方式及硐室结构有关（m）；

l_3——矿仓口连接卸矿硐室的垂直段高度，一般取0.5～1.0m；

l_4——矿仓的垂直高度（根据l_1和α角计算）（m）；

l_5——矿仓下口连接装矿硐室的垂直高度，一般取0.5～1.0m；

l_6、l_7——斜井井筒的高和宽，一般情况下，装矿硐室宽即为井筒宽（m）；

l_8——装矿硐室的高（依装矿设备尺寸，箕斗规格及安装操作要求而定）（m）；

l_9、l_{14}——矿仓下口的平面尺寸，根据矿石块度，装矿设备结构尺寸而定（m）；

l_{10}、l_{12}——矿仓的宽和高，与矿仓容积及矿石块度、性质有关，一般$l_{10}=1.8\sim2.2$m，$l_{12}=2.5\sim3.0$m；

l_{13}——自装载中心向井筒下方加高的水平距离，由装矿设备尺寸而定（m）；

l_{15}、l_{16}——矿仓上口尺寸，根据卸矿硐室设计而定（m）；

α——矿仓倾角，与矿石性质、块度及底板衬砌材料有关，一般$\alpha\geqslant60°$；

l_{11}——矿仓斜长。

$$l_{11}=\frac{l_1-\frac{1}{2}(l_7-l_9)}{\cos\alpha} \tag{1-2-108}$$

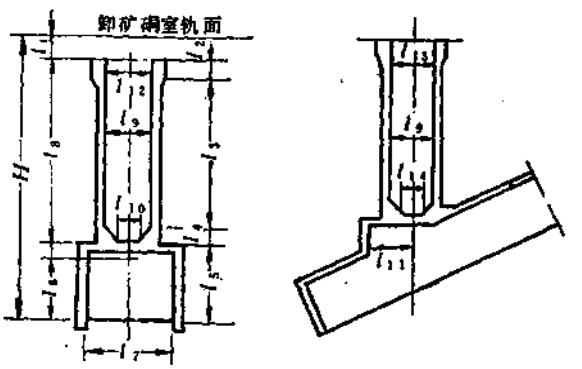


图 1-2-38　直矿仓及装矿硐室尺寸（m）

l_1—矿仓上口至卸矿硐室轨面的高度；l_2—矿仓上口连接卸矿硐室的垂直段高度；一般取0.5～1.0m；l_3—矿仓正常段的高度；l_4—矿仓下口连接装矿硐室的垂直高度，一般取0.5～1.0m；l_5—装矿硐室高；l_6、l_7—斜井井筒的垂高和宽度；l_8—矿仓全高，$l_8=l_2+l_3+l_4$；l_9—矿仓的直径；l_{10}、l_{14}—矿仓下口的尺寸；l_{11}—自装载中心向井筒下方加高的水平距离；l_{12}、l_{13}—矿仓上口的尺寸

（6）斜矿仓的倾角与矿（岩）石性质（自然安息角、块度、湿度和含泥率等）、衬砌加固材料种类和装卸矿设备（振动放矿还是漏斗自重放矿等）有密切关系，一般其倾角取为60°以上为宜，采用振动装矿时倾角可适当的减小。

2.5.3.3 装矿硐室

（1）装矿硐室的结构尺寸主要根据箕斗和装矿设施的类型、配置及硐室自身结构要求确定。

（2）为设备安装方便，硐室顶部多作成平顶，并用钢梁加固；亦可用混凝土或钢筋混凝土作成拱型，支护厚度一般为300～400mm。

（3）硐室宽度一般和斜井宽度相同。有时为了操作和清理撒矿方便，可将原单侧人行道改成双侧人行道。装矿硐室前后3～5m范围内的斜井底板用C10级混凝土浇灌成100mm的垫层并抹平，以利清理撒矿。

（4）信号硐室设在装矿硐室上方斜井人行道侧3～6m处，以信号工能看清箕斗装矿情况及人员安全为原则。硐室规格：长×宽×高＝2×2×2m。如专设操作平台，则可将信号硐室与操作室合并，由装矿设施操作人员直接发信号更为方便准确。

（5）装矿硐室操作平台至斜井人行道需设爬梯或设人行斜通道。通道既是安全出口又是新鲜风流入口，通道高×宽＝2×1.5m，倾角为30°，内设混凝土踏步和扶手。

（6）装矿硐室应设有通风除尘设施。一般多采用喷雾洒水和收尘装置。

（7）矿仓底部、额墙、溜口结构及其加固方式与溜矿井的相同，见本卷第四章。

装矿硐室实例见图1-2-39。

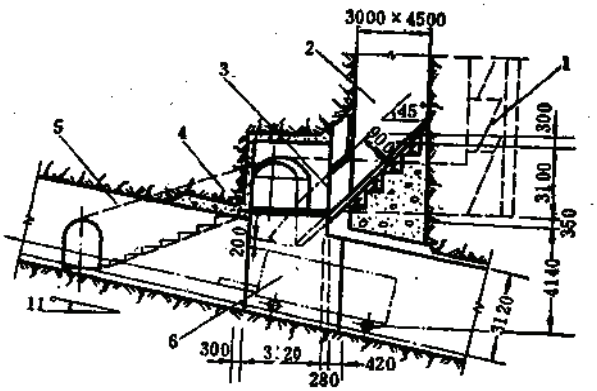


图 1-2-39 牟定铜矿箕斗斜井闸门装矿硐室

1—人行天井；2—矿仓；3—装矿闸门；4—人行通道；5—斜井；6—箕斗

2.5.3.4 人行天井

为通风、人员上下及管路、电缆连接方便，箕斗斜井装矿硐室和阶段卸矿水平之间需设人行管缆天井。它与矿仓平行布置，断面一般为1.6×1.8m。设梯子间和管缆间、梯子梁用槽钢[12.6，层间距为3m。梯子尺寸、梯子宽度、角度、踏步间距、隔网尺寸和结构等与竖井梯子间设计相同。

当天井采用锚喷支护或不支护时，梯子梁可用短钢钎或钢筋（ϕ25～ϕ30mm）打入井壁加垫板固定。

2.5.4 井底排水和粉矿回收

2.5.4.1 一般规定

（1）为了积存井筒涌水和粉矿，在斜井井底挡梁以下设井底水窝。

（2）井底水泵房一般设在挡梁附近靠人行道侧，水泵硐室底板应高于该处井筒底板300～500mm。

（3）挡梁距最下部装矿点的距离，根据箕斗的大小，提升的速度而定。

（4）井底水窝长度视井筒涌水量和撒矿量而定，一般从挡梁向下5～7m。

（5）在条件许可时，应将井筒上部涌水截至上部阶段的水沟内，尽量减少井底排水量。

（6）井底排水必须有备用水泵和独立电源。

（7）在有条件时，可将辅助提升井筒延伸至箕斗斜井井底标高以下，主、副井相互贯通，以利箕斗斜井井底排水和粉矿回收。

2.5.4.2　井底排水和粉矿回收设计要则

（1）井底涌水少时，水泵可直接用钢梁支撑并安装于水仓之上；涌水大时，水泵应安装在专门的基础上。

（2）水仓需作两个，以便检修和清理，水仓容量为斜井井筒4h的最大涌水量。

（3）水泵硐室的大小，根据水泵的数量、规格尺寸和布置形式而定。

（4）当涌水量不大、粉矿不多时，可利用井底一段井筒作井底水窝，用隔墙将该段井筒隔开，轮换使用。粉矿用人工清理，直接装箕斗提出地表。这种方法较简单，但工人劳动强度大，见图1-2-40。

（5）当涌水量不大，粉矿较多时，在井底设小水仓，水仓前设沉淀池，泥水先经沉淀池沉淀，然后清水流入小水仓，由水泵将水排出。两个沉淀池交替使用，减少了水仓的清理工作量，但水仓施工困难，水仓和沉淀池内的沉淀清理很难实行机械化，见图1-2-41。

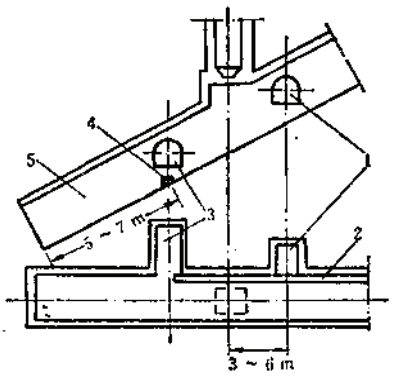


图 1-2-40　斜井井底水窝

1—信号硐室；2—人行台阶；3—水泵硐室；4—挡梁；5—井底水窝

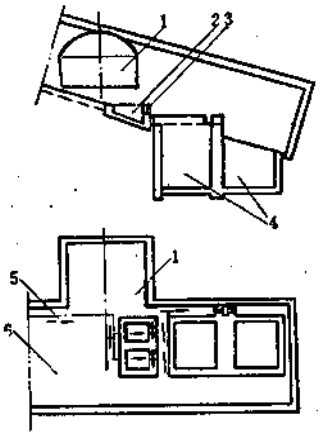


图 1-2-41　斜井底小水仓

1—水泵房；2—沉淀池；3—脱水隔帘；4—小水仓；5—水沟；6—斜井井筒

（6）当斜井井筒涌水量很大，粉矿较少时，应专设水泵房和水仓，这和一般阶段的水泵房设计相同。

（7）当有条件且工作量不大时，井底涌水和粉矿可设专用平巷通过泄水管和漏斗闸门排至阶段平巷，并入阶段排水和矿石运输系统。此法安全可靠，工艺简单，工人劳动强度低；但工程量较大，应通过方案比较选用。

（8）当井筒涌水量很大，煤矿及粉矿较多时，应专设粉矿回收、清理斜巷和硐室，将井底涌水及粉矿排至阶段卸矿水平。此法的优点是清理粉矿不影响箕斗提升，清理工作可实现机械化；缺点是工程量大，施工复杂。其设计计算和竖井井底粉矿清理回收斜巷、硐室的相同。见图1-2-42。

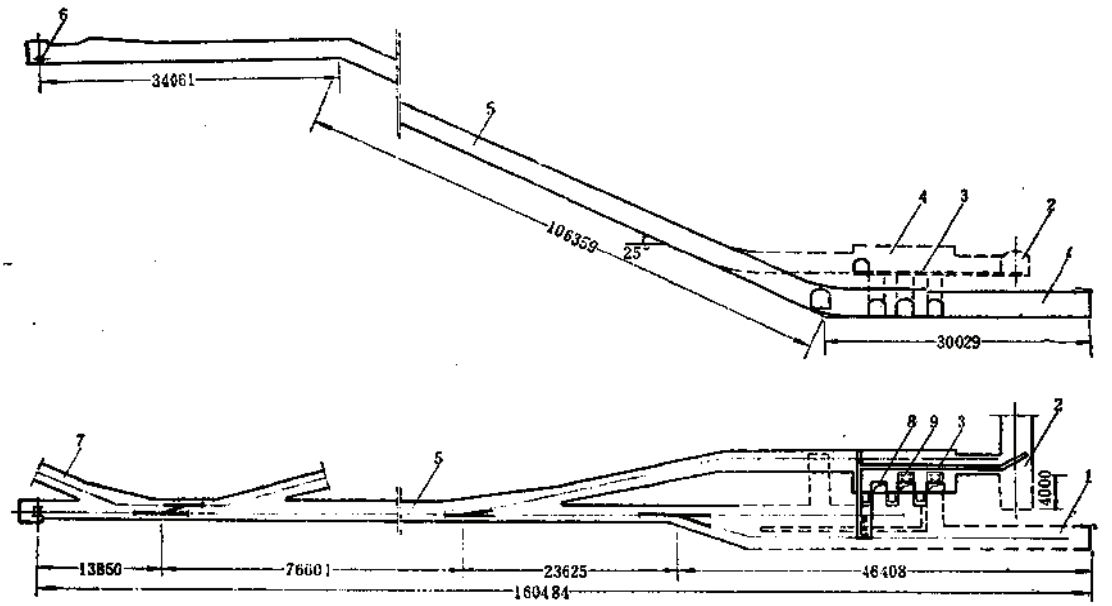


图 1-2-42 斜井井底水泵硐室及粉矿回收斜坡道

1—水仓；2—斜井；3—引水沟；4—水泵硐室；5—斜坡道；6—绞车；7—中段运输巷道；8—吸水井；9—水泵基础

2.5.4.3 井底挡梁

挡梁是为了防止司机误操作时，造成箕斗全速冲下，砸坏井底设施而设置的。箕斗冲击挡梁的冲撞力不考虑断绳和箕斗脱钩等事故荷载。

挡梁设于最下部的装矿硐室以下3～5m处。它一般用钢木结构，其型号根据斜井井筒宽度、箕斗质量、箕斗装载量和提升速度等因素，进行结构强度计算确定，一般常用I20～I32号工字钢。钢梁两端插入斜井壁，插入深度为300～500mm。缓冲方木用U型螺栓固定于钢梁上。螺栓一般用ϕ12～ϕ16圆钢制作，双螺母固定。

2.5.5 畜箕斗斜井卸矿硐室

2.5.5.1 设计原则

（1）卸矿台架基本轨角度一般同斜井井筒倾角一致。当斜井井筒倾角小，箕斗卸载后空箕斗复位有困难时，基本轨角度可大于斜井倾角，并在硐室下方用竖曲线与井筒正常铺轨相吻接，竖曲线半径一般取15～20m。

（2）卸矿硐室两侧均需留有人行道，并用扶手和栏杆同卸矿坑隔开。

（3）卸矿硐室与下部转运装矿硐室之间有人行天井相通。

（4）卸矿口前后均需增设一组地滚；卸矿硐室下方应设信号硐室；卸矿硐室内应设

起吊钩或起吊梁。

（5）卸矿硐室应设喷雾除尘设施，并留有压风管、水管接头。

2.5.5.2　卸矿硐室尺寸确定及支护形式

1、尺寸的确定

（1）卸矿硐室的结构尺寸，主要根据箕斗的外形尺寸、箕斗类型及卸载方式（底卸、前卸或翻转）、卸载曲轨尺寸及支撑结构、设备起吊高度和检修要求、矿仓直径及其结构、人行道宽度等因素确定。

卸矿硐室内的人行道宽为1.0m，踏步台阶尺寸与井筒正常段相同；栏杆高度为1.2m，扶手用ϕ25～ϕ40mm钢管或钢筋制作；栏杆长度应伸出卸矿坑斜口上、下缘1.0～1.5m之外。

（2）起吊钩或起吊梁的大小，主要根据最大起吊重力、硐室跨度和支承方式确定。最大起吊重力为箕斗自重乘以1.2的荷载系数（因箕斗结底时矿石的重量要考虑）。

（3）卸矿口宽度根据箕斗轮距、卸载凸轮轮距及卸载曲轨的支承梁的结构类型与尺寸来确定。当采用钢筋混凝土结构作为曲轨支撑梁时，卸矿口宽度等于两边支撑梁内缘的净距，也可取与矿仓直径相同；当采用钢结构作为曲轨的支撑梁时，卸矿口宽度取矿仓直径值。

卸矿口沿提升方向上下斜面倾角根据矿石性质、含水、含泥量大小而定，一般为40°～55°。

卸矿口上部的长度依据卸载曲轨的长度而定，并考虑斜面倾角和曲轨支撑梁的结构等因素的影响。

（4）矿仓中心线应和箕斗卸载时最大卸矿量的位置相重合。矿仓断面一般采用圆形。

2. 支护形式

硐室一般用C15级素混凝土整体浇灌，围岩坚固时可用锚喷支护。卸矿口斜面及其与矿仓接交处2.0m范围内，需用钢轨或其它耐磨材料加固，一般多采用轻型钢轨加固。

双箕斗卸矿时，卸矿口两侧也要做成斜面，斜面角为40°～55°，以便与矿仓上口相连接，此处亦需用钢轨或锰钢板加固。

盲箕斗斜井卸矿硐室实例（图1-2-43）

2.5.5.3　卸矿曲轨支撑结构

（1）支撑结构材料有钢结构和钢筋混凝土结构两种。由于箕斗有卸载托轮和卸载凸轮，且在卸载过程中，两轮的高差不断变化，两轮之间的间距又较小，所以钢筋混凝土结构一般作成变断面台阶梁的形式，钢结构则作成不规则桁架的形式。

（2）对于大中型矿山，箕斗容量大，服务年限长且围岩淋水小时，宜用钢结构桁架。桁架可在地表加工好，在箕斗卸矿硐室内进行组装，不影响卸矿硐室施工，桁架检修方便，经久耐用。

（3）当淋水较大，钢材锈蚀严重时，可用钢筋混凝土支撑梁。这种支撑结构节省钢材，支撑梁可同卸矿口一次浇灌施工，缺点是箕斗卸载时，斗箱外缘与支撑梁内缘之间的间隙偏小，容易碰撞，摩擦甚至露筋，而且修补困难。

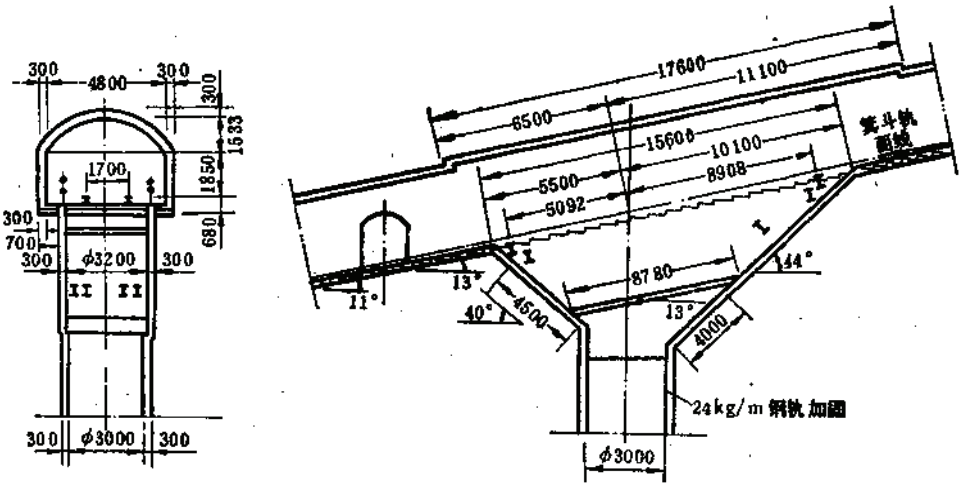


图 1-2-43 牟定铜矿 2 号箕斗斜井卸矿硐室

（4）支撑结构承受的荷载按下式计算：

$$F=\gamma_0[\gamma_G F_1+\frac{1}{2}\gamma_Q(F_2+F_3)] \tag{1-2-109}$$

式中 F——支撑结构承受的设计荷载，kN；

F_1——结构自重，kN；

F_2——箕斗自重，kN；

F_3——箕斗载重，kN；

$\frac{1}{2}$——两边梁平均承担卸载荷载系数；

γ_0——结构重要性系数，一级结构件取$\gamma_0=1.1$；

γ_G——永久荷载分项系数，取$\gamma_G=1.2$；

γ_Q——可变荷载分项系数，取$\gamma_Q=1.4$。

（5）荷载作用位置按卸载过程图确定，必要时尚需作影响线图。

（6）支座要进行局部承压强度计算，强度不够时要加垫板或承压钢筋。

（7）采用钢桁架结构时，为了增强桁架作用力平面以外的刚度，在桁架节点处应设横向支撑，把桁架与硐室侧壁连接起来。采用钢筋混凝土作为支撑梁时，混凝土不得低于C20级。

2.5.6 箕斗斜井设计实例（图1-2-44）

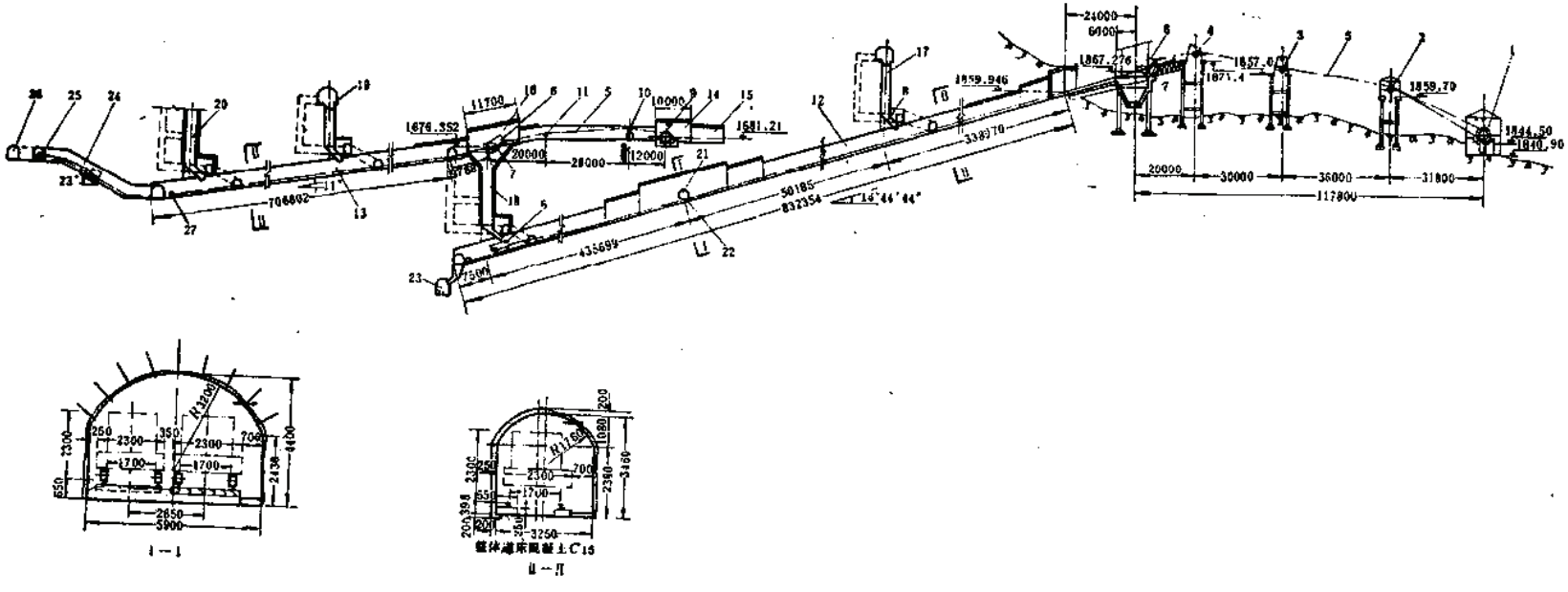


图 1-2-44 牟定铜矿箕斗斜井系统图

1—2JK3×1.5A—20卷扬机；2—φ2m游轮；3—φ1m天轮；4—φ2m天轮；5—6×19+1-160-φ26钢丝绳；6—12t后卸式箕斗；7—卸矿曲轨；8—1200×900装矿闸门；9—JK2.5×2A—20卷扬机；10—φ1m游轮；11—φ1m天轮；12—1号箕斗斜井；13—2号箕斗斜井；14—卷扬机硐室；15—电器硐室；16—2号斜井箕斗卸矿硐室；17—上部氧化矿储矿仓；18—1号、2号斜井转运矿仓；19—中部硫化矿阶段卸矿硐室；20—下部矿体转运矿仓；21—检修及避人硐室；22—1号斜井中部错车道中点；23—1号斜井粉矿回收及泄水平巷；24—2号斜井粉矿回收及排水斜巷；25—5t慢动绞车；26—1580运输平巷；27—井底挡墙

2.6 带式输送机斜井

带式输送机斜井设计所需资料详见本章第2.1节。

2.6.1 概 述

2.6.1.1 分类及特点

带式输送机斜井以井筒是否露出地表可分为明带式输送机斜井和盲带式输送机斜井两种。根据胶带输送机的种类和输送方式又可分为普通胶带输送机斜井、钢绳芯胶带输送机斜井、尼龙胶带输送机斜井和钢丝绳牵引胶带输送机斜井。

带式输送机斜井的特点是：运输连续，安全可靠，输送能力强，生产潜力大，管理方便。在没有斜坡道的矿山，特别是处在地震区的矿山带式输送机斜井提供了安全出入口。

2.6.1.2 一般规定

根据我国的安全规程和国内外的实践经验，对带式输送机斜井作如下规定。

（1）带式输送机斜井的倾角与胶带输送机的倾角一致。带式输送机的倾角依物料性质、块度、粒级组成和含泥、水率而定，一般为8°～15°。我国《建材矿山安全规程》规定，向上运输时，带式输送机最大倾角应不大于18°，向下运输时，最大倾角不大于14°。我国《化学矿山安全规程》规定，带式输送机向上运输时最大倾角应不大于15°～18°，向下运输时最大倾角应不大于12°～15°。

实践证明，如果在基建期间采用无轨设备掘进带式输送机斜井时，其倾角不应大于12°。

（2）带式输送机斜井内各种设施之间、设备与支护之间、设备与设施之间以及设备与设备之间的安全间隙，必须符合安全规程的要求。

（3）若带式输送机斜井兼作进风井时，井筒断面要用风速（≤4m/s）的要求进行校核；而且在井筒内必须设置降尘设施——喷雾洒水和净化装置，保证空气中含尘量不得超过2mg/m³，若空气中含二氧化硅在10%以下时，含尘量不得超过10mg/m³。

带式输送机斜井一般不得作回风井使用，必要时可用风筒进行回风。

（4）斜井内设置的检修道（有轨运输或无轨运输）要有防跑车措施，避免因跑车撞坏带式输送机和斜井内的管、缆、线等设施。

2.6.2 普通和钢绳芯带式输送机斜井断面布置

2.6.2.1 断面布置原则

为便于维修带式输送机和其他设施，在井筒内要铺设检修道，以便运送设备、材料和人员；此外，在斜井内还应设人行道。此人行道平时作为检修人员使用，在特殊情况下作为井下人员安全出入口的通道。

根据带式输送机、检修道和人行道三者相互位置的不同，井筒断面布置形式有三种：

1. 人行道设在中间

人行道设在带式输送机与检修道之间，人行道得到了充分的利用。对带式输送机的检查、保养、管理和维修既方便又安全，对轨道的检修、撒矿的清理和井壁粉尘的冲洗也比较方便，符合安全规程的要求。它的缺点是断面大，检修管路利用不上人行道的有利空

间，给工作造成不便。在设计中经常采用人行道设在中间的布置形式。

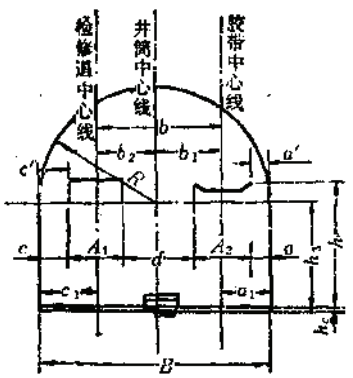
2．人行道在检修道一侧

这种形式对轨道的检修和管路维修有利，但对带式输送机的检查、保养、管理和维修非常不便，对清扫胶带撒下来的矿渣也不安全。在设计中很少采用这种布置形式。

3．人行道在带式输送机一侧

乘坐人车的工作人员要跨越胶带进入人行道，这对设备的维修、更换零件不利，由于穿越胶带的爬梯不可能设得过多，增加了检修人员运送距离，而且也不安全。由于人行道远离检修道，所以检修轨道不方便。它的优点对清理撒矿较方便。这种布置形式在设计中

井筒断面尺寸确定　　表 1-2-28

图示与说明	序号	名称		符号	尺寸（mm）
	1	胶带支承架上缘到拱顶壁宽度		a'	$a' \geqslant 500$
	2	胶带支承架外缘到井壁直墙宽度		a	$\geqslant 500$ （按安全规程规定）
	3	胶带中心与检修道中心的距离		b	$b=\frac{1}{2}(A_1+A_2)+d$
	4	有轨或无轨设备外缘与井壁间隙		c' c	有轨 $c=c' \geqslant 300\sim400$ 无轨 $c=c' \geqslant 600$
	5	胶带中心线与井壁的间隙		a_1	$a_1=\frac{A_2}{2}+a$
	6	胶带中心线与井筒中心线间隙		b_1	$b_1=\frac{B}{2}-\left(a+\frac{A_2}{2}\right)$
	7	检修道中心线与井筒中心线距离		b_2	$b_2=\frac{B}{2}-\left(c+\frac{A_1}{2}\right)$
	8	检修道中心线与井壁的间距		c_1	$c_1=c+\frac{A_1}{2}$
说明 1.《煤矿安全规程》规定 $a \geqslant 400$mm，《煤炭工业设计规范》规定 $a \geqslant 500$ mm 2.井筒墙高按两种方法计算取其中最大值	9	检修道的运输设备外形最大宽度		A_1	由设备定
	10	带式输送机支承架外形最大宽度		A_2	同　　上
	11	混凝土地面厚		h_c	$h_c \geqslant 100$
	12	井筒断面净宽		B	$B=a_1+b+c_1$
	13	井筒墙高	按带式输送机与井壁的间隙计算	h_s	$h_s \geqslant h+h_c-\sqrt{R^2-\left(a'+\frac{A_2}{2}+b_1\right)^2}$
			按检修道的设备与井壁的间隙计算		$h_s \geqslant h+h_c-\sqrt{R^2-\left(c'+\frac{A_1}{2}+b_2\right)^2}$

采用得不多。

2.6.2.2 断面尺寸的确定

以人行道设在中间为例，断面尺寸见表1-2-28。

1．带式输送机与井壁之间的安全间隙a

《冶金矿山安全规程》和《化学矿山安全规程》规定$a\geqslant300$mm，《建材矿山安全规程》规定$a\geqslant400$mm，《煤矿安全规程》规定$a\geqslant400$mm，《煤炭工业设计规范》规定$a\geqslant500$mm。

为便于检修胶带机及清理撒矿，在设计中一般取$a\geqslant500$mm。

2．检修道的运输设备与井壁之间的距离c

《冶金矿山安全规程》和《化学矿山安全规程》规定，有轨运输时$c\geqslant300$mm，无轨运输时$c\geqslant600$mm；《建材矿山安全规程》规定$c\geqslant400$mm；《煤矿安全规程》规定，采用混凝土、金属或木料支架时$c\geqslant250$mm，采用其他支护的$c\geqslant200$mm。

在设计中考虑到井壁的变形和生产发展，有轨运输时取$c=400$mm，无轨运输时$c=600$mm。

3．带式输送机斜井人行道的宽度d

在冶金、建材、化学和煤炭各部的安全规程中都规定，采用带式运输机运输时，人行道的有效宽度不得小于0.7m。在冶金、建材、化学的《矿山安全规程》中又规定，有轨运输时，$d\geqslant0.8$m，水平运输巷道无轨运输时，$d\geqslant1.0$m。

在设计中考虑到在带式输送机斜井中，检修道也是有轨运输线，将来把检修道由有轨改为无轨也是发展方向，把人行道适当的放宽一些，取$d=800$mm～1000mm是有益的。

2.6.3 钢绳牵引带式输送机斜井断面布置

钢绳牵引带式输送机斜井断面布置的原则和井筒断面尺寸的确定与钢绳芯带式输送机斜井基本相同。

以人行道中间布置为例，断面尺寸的确定见表1-2-29。

2.6.4 带式输送机斜井断面布置实例

2.6.4.1 钢绳芯带式输送机斜井断面布置实例

1．有色、冶金系统采用钢绳芯带式输送机斜井断面布置实例（图1-2-45、图1-2-46、图1-2-47和图1-2-48）

2．煤炭系统采用钢绳芯带式输送机斜井断面布置实例（表1-2-30）

3．带宽为1.0m和1.2m钢绳芯胶带输送机斜井标准设计断面图（图1-2-49）

2.6.4.2 钢丝绳牵引带式输送机斜井断面布置实例

1．人行道在胶带一侧布置（图1-2-50）

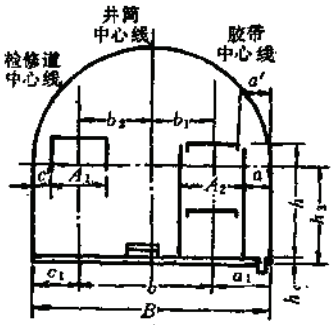
2．人行道中间布置（图1-2-51）

2.6.5 带式输送机斜井有关硐室

2.6.5.1 概　述

1．钢绳芯带式输送机斜井有关硐室

断面尺寸确定　　表 1-2-29

图示	序号	名称	符号	尺寸确定
	1	带式输送机托架上缘到拱壁宽度（mm）	a'	$a' \geqslant 500$
	2	带式输送机托架外缘到井壁宽度（mm）	a	$a \geqslant 500$
	3	胶带与检修轨道中线距（mm）	b	按人行要求和设备确定
	4	矿车（或人车）与井壁间距（mm）	c	$c \geqslant 200$
	5	胶带中线与井壁间距（mm）	a_1	$a_1 = a + \frac{A_2}{2}$
	6	胶带与井筒中线距（mm）	b_1	$b_1 = \frac{B}{2} - \left(a + \frac{A_2}{2}\right)$
	7	检修轨道与井筒中线距（mm）	b_2	$b_2 = \frac{B}{2} - \left(c + \frac{A_1}{2}\right)$
	8	检修轨道中线与井壁间距（mm）	c_1	$c_1 = c + \frac{A_1}{2}$
	9	矿车（或人车）外宽（mm）	A_1	按选取矿车，材料车或人车尺寸确定
	10	带式输送机托架外宽（mm）	A_2	按选取胶带输送机设备确定
	11	混凝土地板厚度（mm）	h_c	
	12	井筒倾角（°）	α	
	13	井筒断面净宽（mm）	B	$B = a_1 + b + c_1$
	14	井筒墙高（mm）	h_3	$h_3 = h + h_c - \sqrt{R^2 - \left(a' + \frac{A_2}{2} + b_1\right)^2}$

钢绳芯带式输送机斜井由于有明斜井和盲斜井之分，故斜井内的硐室也有所不同

1）明斜井内有关硐室

明斜井由于露出地表，有很多设施都设置在地面，所以坑内的硐室同盲斜井相比要少一些，主要有：装矿硐室及矿仓、除尘硐室、拉紧装置硐室、井底泵房及清理粉矿硐室。在高寒地区井口应设暖风道设施（图1-2-52）。

2）盲斜井内有关硐室

盲斜井内有关硐室有：驱动站、卸矿硐室、装矿硐室、除尘硐室、皮带秤硐室、硫化硐室、拉紧装置硐室、井底泵房及清理粉矿硐室。如在斜井内设置有轨检修道时，还应有卷扬机硐室、天轮（即游轮）硐室、配电硐室和绳道等（图1-2-52）。

3）下向明斜井（下山斜井）有关硐室

该斜井内的有关硐室基本与盲斜井的相同（图1-2-52）。

2、钢丝绳牵引带式输送机斜井有关硐室

以开滦唐山矿钢丝绳牵引带式输送机盲斜井为例，其有关硐室有：机头硐室、卸矿硐

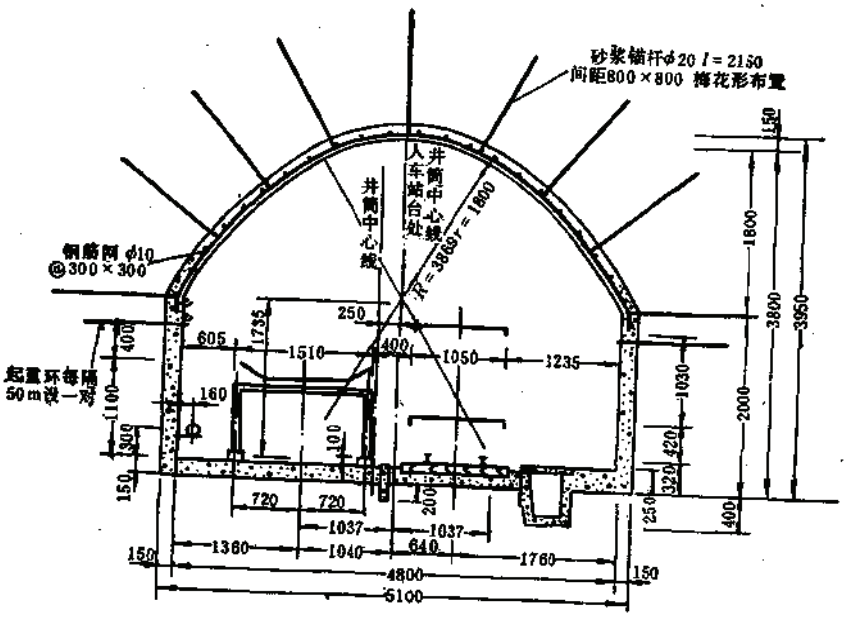
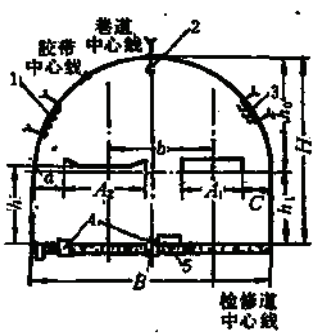


图 1-2-45 山西龙门山禹门口石灰石矿斜井正常断面图（$B=1.2$m）

台阶中间布置斜井断面主要尺寸（mm） 表 1-2-30

图示	带宽 (mm)	主要尺寸 B	a	A	b	A_1	c	h	h_1	h_c	H	使用单位
	1000	4500	705	1510	2250	880	350	1050	840	2250	3090	内蒙古公乌素三号井
	1000	4500	700	1520	2120	1340	250		1000	2250	3250	宁夏汝孜沟白芨沟矿井
	1200	4500	710	1690	2170	880	335	1050	1000	2250	3250	山西古交西曲矿井
	1200	4900	700	1790	2205	1200	500	1450	1160	2450	3610	河南新安矿井
	1400	5000	700	1890	2870	1050	460		850	2500	3350	山西大同燕子山矿

1—动力电缆；2—照明电缆挂钩；3—通讯信号电缆；4—胶带输送机机架基础；5—人行台阶

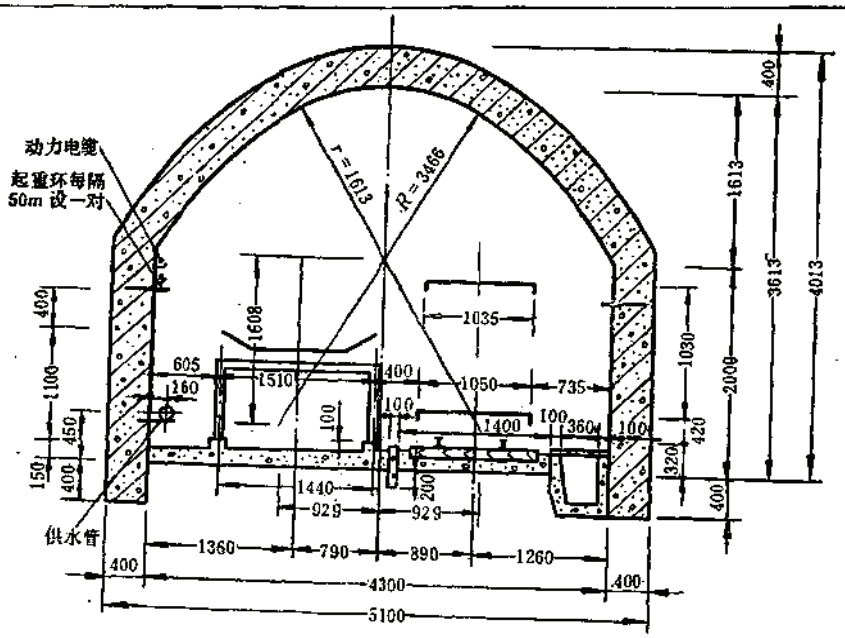


图 1-2-46　山西龙门山禹门口石灰石矿斜井加固段断面图（$B=1.2$m）

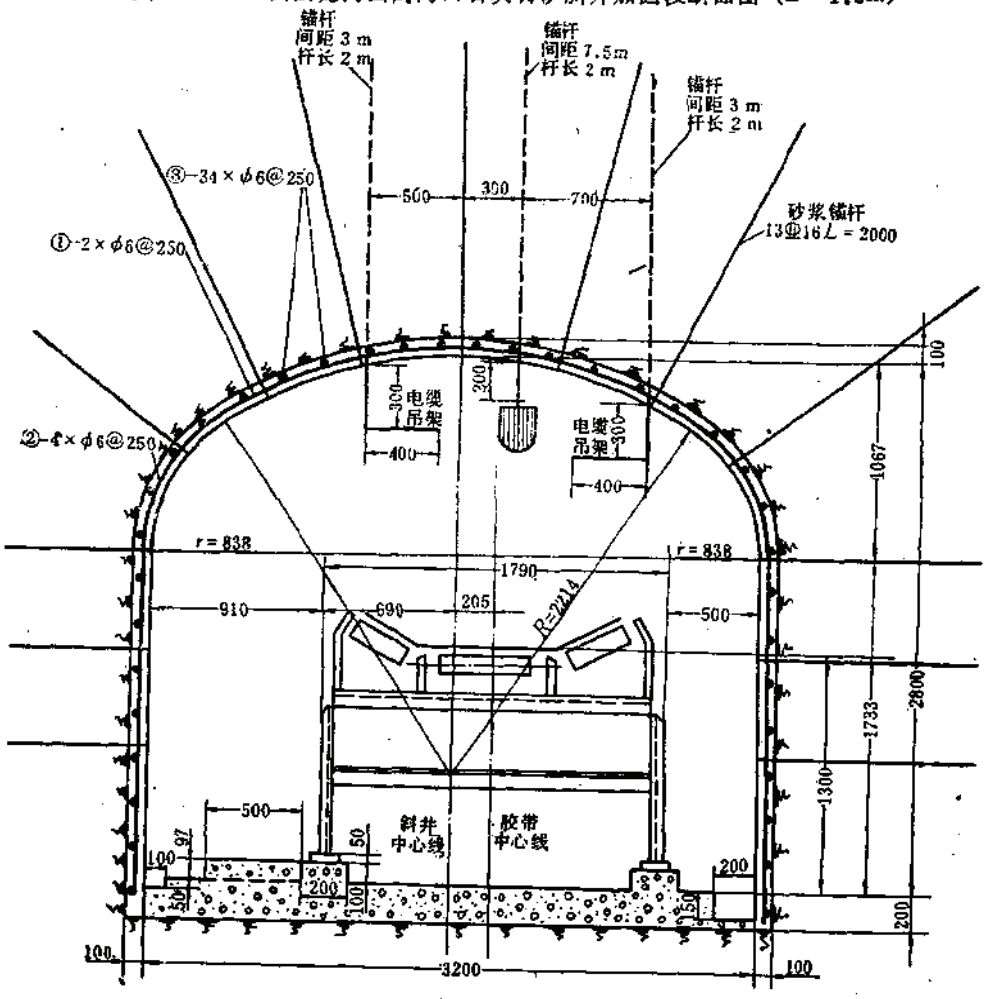


图 1-2-47　金川斜井正常段井筒断面图

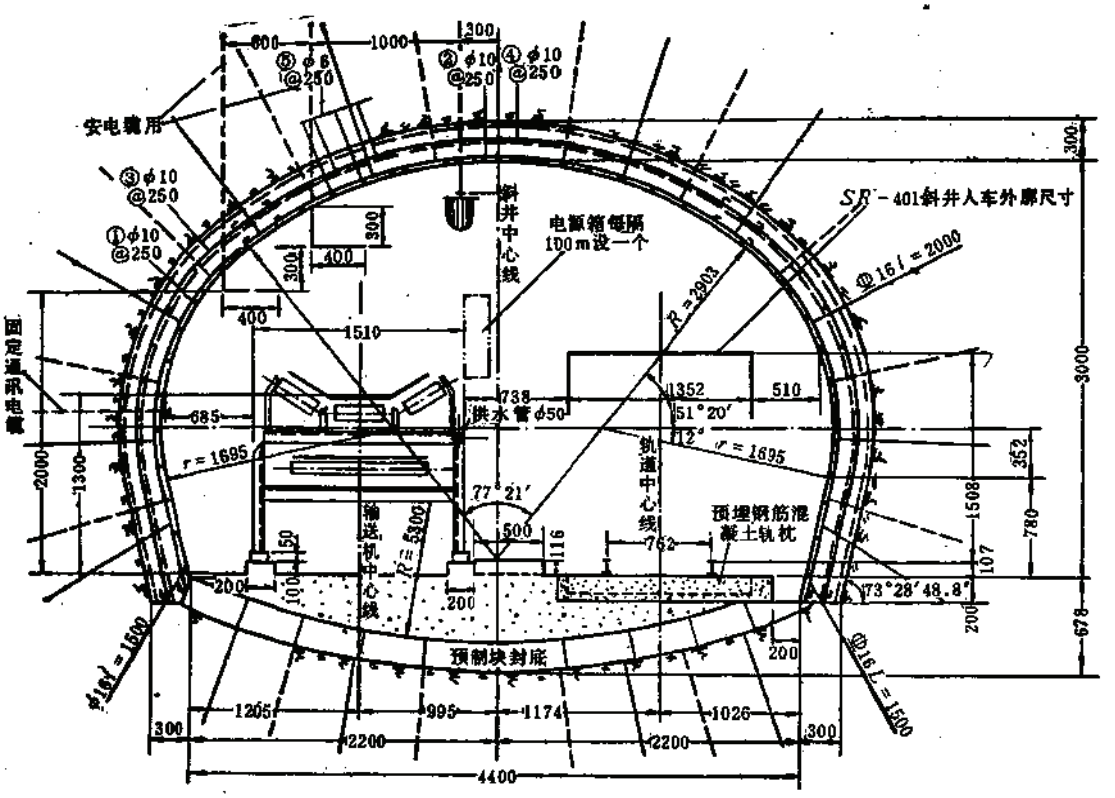


图 1-2-48 金川不良岩层斜井断面设计图

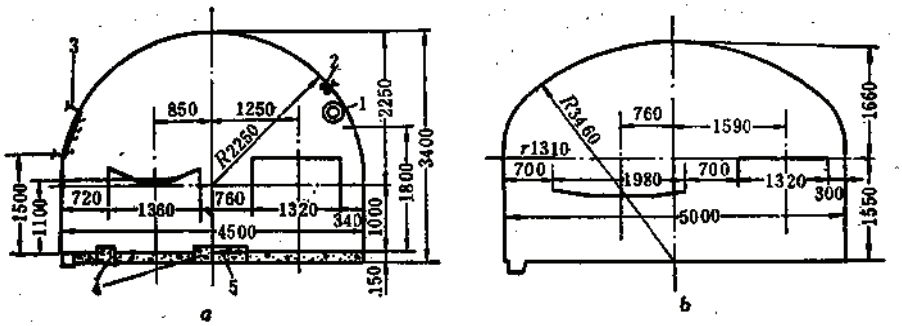


图 1-2-49 胶带斜井标准设计断面图

a为1m胶带斜井井筒断面；b为1.2m胶带斜井井筒断面；

1—洒水管；2—通讯信号电缆；3—动力电缆架；4—胶带机架基础；5—人行台阶

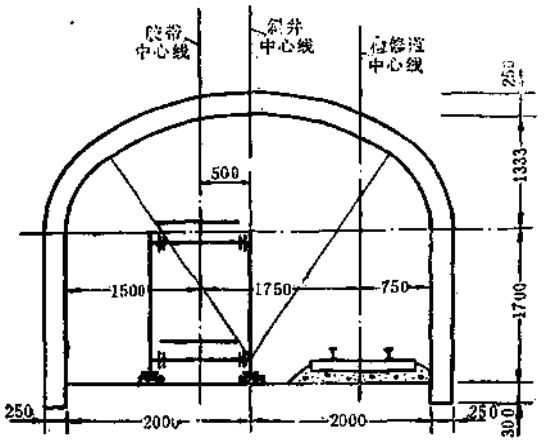


图 1-2-50　玉石洼钢绳牵引带式输送机斜井断面图

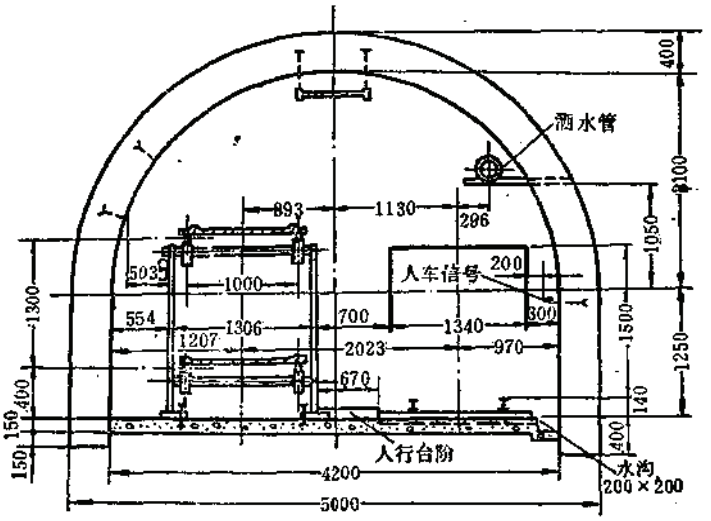


图 1-2-51　淮南谢二矿钢绳牵引胶带斜井断面

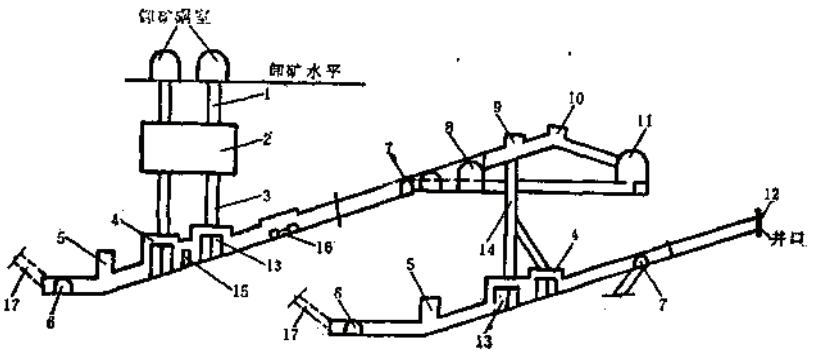


图 1-2-52　钢绳芯胶带输送机斜井系统示意图

1—原矿仓；2—破碎硐室；3—碎矿仓；4—装矿硐室；5—拉紧装置硐室；6—水泵房及清理粉矿硐室；7—联络巷道；8—驱动站；9—卸矿硐室；10—天轮硐室及绳道；11—卷扬机硐室；12—井口及硐门；13—装矿硐室平台；14—转载矿仓；15—除尘硐室；16—皮带秤硐室；17—通往阶段的联络斜巷

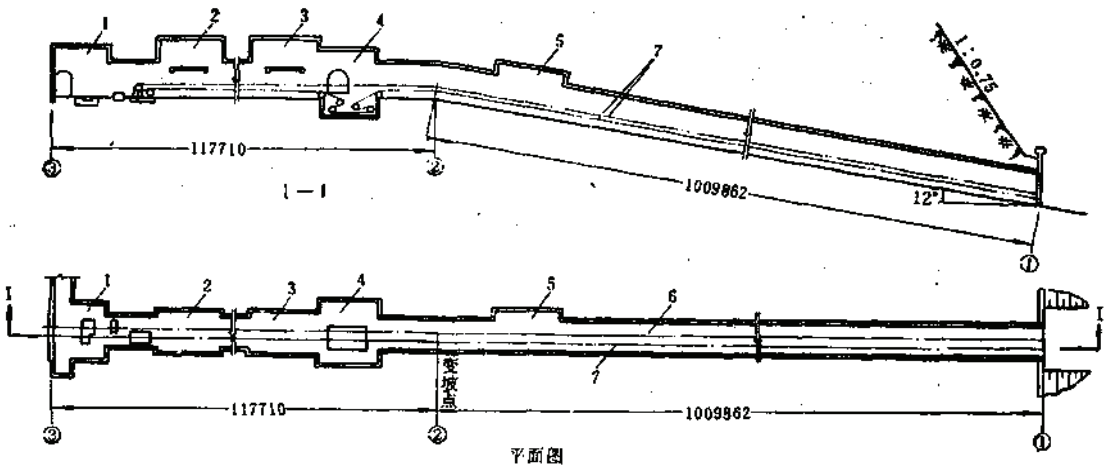


图 1-2-53 山西铝厂龙门山石灰石矿胶带斜井

1—卷扬机硐室；2—1号装矿硐室；3—2号装矿硐室；4—胶带机中间驱动站；5—人车站；6—提升（轨道）中心线；7—胶带中心线

室、绞车硐室、装矿硐室、拉紧装置硐室、井底泵房和清理粉矿硐室等。硐室布置的具体位置见图1-2-54。

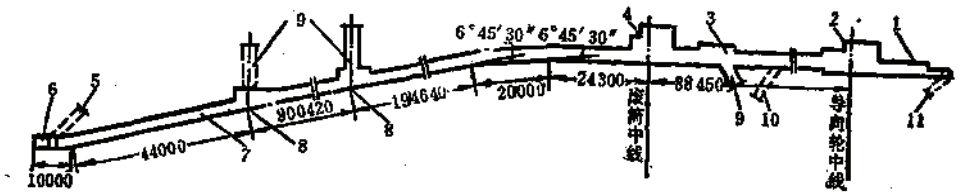


图 1-2-54 开滦唐山矿钢绳牵引带式输送机盲斜井示意图

1—配电硐室；2—驱动站（机头）；3—卸矿硐室；4—绞车硐室；5—回风井；6—井底泵房及清理粉矿硐室；7—拉紧装置硐室；8—装矿硐室；9—矿仓；10—人行眼；11—进风井

3. 一般规定

硐室尽量选择在坚硬稳定的岩层中，采用坚固不燃性材料支护。

表1-2-33为国内已投产的几条钢绳芯带式输送机斜井技术数据。

装有机电设备的硐室应考虑设备安装、操作、检修和更换的方便，并要符合防火、防水要求。

装有电气设备的硐室其底板应高于入口处的巷道轨面0.2m。硐室内应有新鲜风流通过。

硐室布置应紧凑、合理，使用方便，工程量要少。

2.6.5.2 钢绳芯带式输送机斜井驱动站

钢绳芯胶带和普通胶带输送机斜井的驱动站是一样的，而且只有盲斜井或下向明斜井的驱动站设在地下。驱动站包括：驱动装置硐室、高压和低压配电硐室、操作硐室、斜平台、机架以及通往调车场的联络巷道等。

驱动站内的硐室尺寸主要根据设备的外形尺寸、基础外缘到墙壁的安全间隙、设备的起吊高度，并考虑设备操作、维修方便等因素来确定。

1．驱动装置硐室

硐室内各项设备同墙壁之间，应留出0.5m以上的通道，各项设备相互之间，应留出0.8m以上的通道。设备检修、检查的间隙不得小于0.7m，如果不需从两侧或后面进行检修的设备，可不留通道，但设备的最突出部分与支护之间的距离不应小于0.3m。

硐室内应采用不燃性材料支护，不应有滴水现象。悬挂电缆的预埋件间距不应超过3m。电话和信号电缆的预埋件应与动力电缆的预埋件分设在硐室的两侧。否则，相互之间应保持0.3m以上的距离。

起吊设备的高度确定后，吊车梁上缘距硐室拱顶之间的距离不得小于0.5m。另外，硐室要留出足够的检修场地。

驱动装置硐室实例见图1-2-55和图1-2-56。

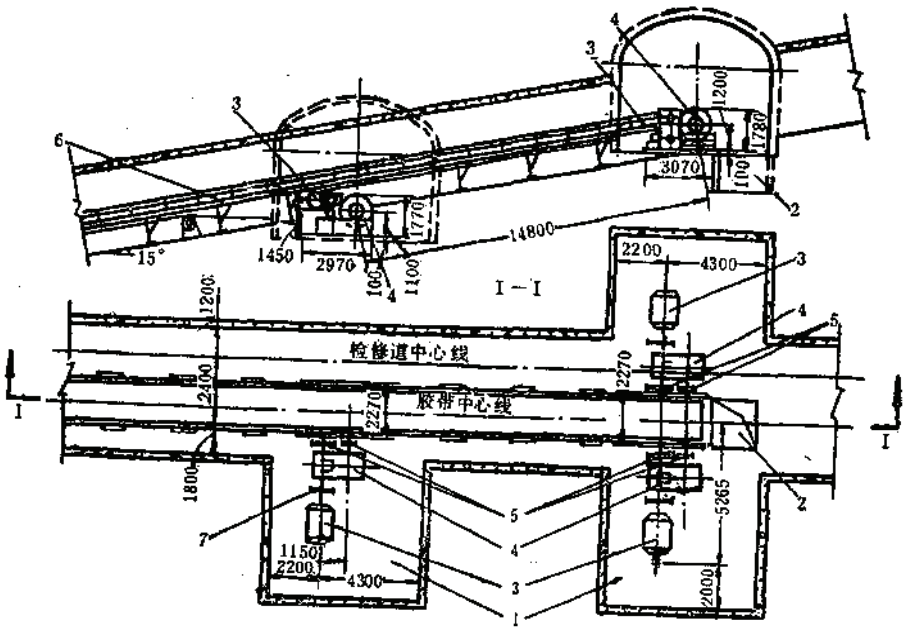


图 1-2-55　抚顺老虎台矿钢绳芯胶带盲斜井驱动装置硐室

1—驱动装置硐室；2—卸矿井；3—电动机；4—减速器；5—传动轮；6—斜平台和机架；7—联轴器

2．驱动站内的斜平台和机架

斜平台主要为操作人员和检修人员观察带式输送机运行情况，检修设备和向托滚注油之用。另外，在有检修轨道的带式输送机斜井中，不但在斜平台上直接安装提升钢丝绳的托滚，而且还是卸矿硐室、天轮（游轮）硐室和驱动站水平的调车场之间相互联系，人员上下的主要通道。

斜平台的倾角一般同胶带的倾角一致。在斜平台的下面有机、电设备在运行，通常安放在钢柱或钢筋混凝土柱上。斜平台板一般用钢板为宜，因为机架、托滚与其固定较方便。斜平台上要有防滑设施，一般用花纹钢板铺设，上设栏杆和行人扶手。

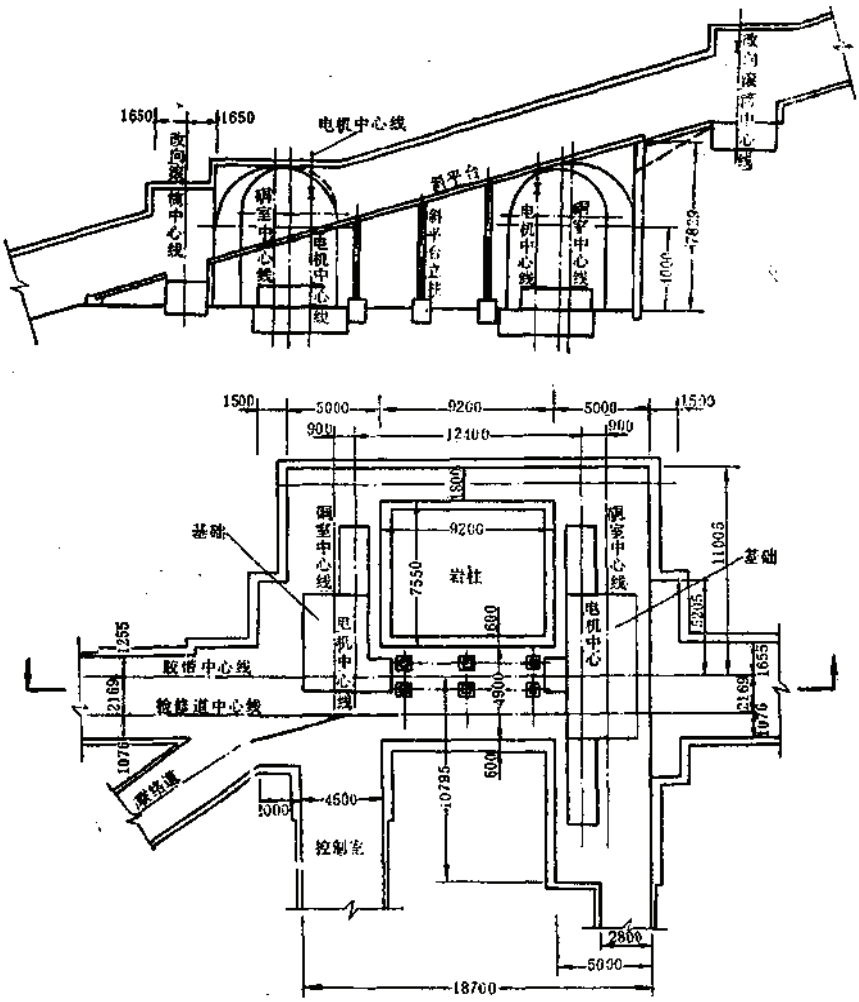


图 1-2-56 金川钢绳芯胶带输送机斜井驱动装置硐室

驱动站内的斜平台上的带式输送机机架与斜井正常段的带式输送机机架基本相同，所不同的只是固定方式。斜井正常段的机架是固定在斜井底板上的混凝土基础上，而驱动站内的斜平台上的机架是固定在斜平台上，其固定方式用螺栓连接或焊接均可。

在一般情况下，机架同带式输送机是配套的，一起定货。但有时由于配套订货满足不了要求，特别是在引进设备时，为了节省投资，建设单位必须自行加工和制造。故斜平台设计必须同机架的制作密切配合。

斜平台的结构见图1-2-57。

3．配电硐室

配电硐室也叫电气硐室，它分为低压配电硐室（也叫控制硐室）和高压配电硐室。

配电硐室除了必须满足驱动装置硐室所要求的条件和规定外，在配电硐室设计中必须满足如下几点要求：

（1）配电硐室的位置尽量靠近驱动装置硐室。有时也可以把高压配电硐室放在驱动站调车场处，但是，低压配电硐室往往与操作硐室结合在一起，所以必须紧靠驱动装置硐室。

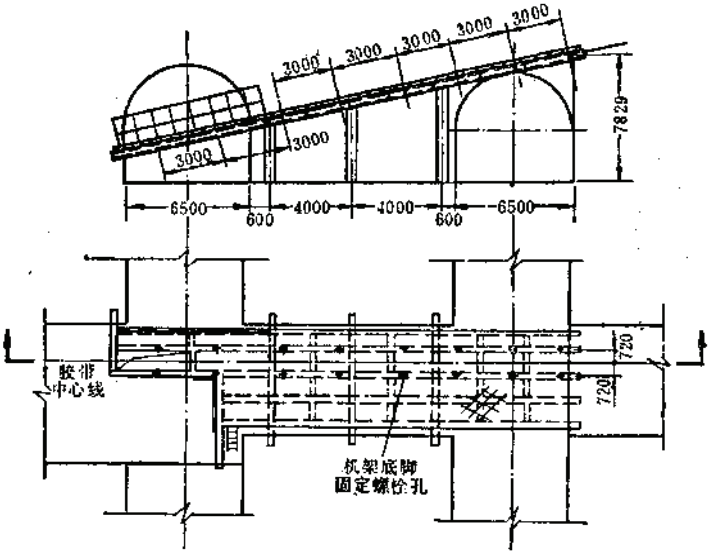


图 1-2-57　斜平台设计图

（2）配电硐室的顶板和墙壁不得渗水，电缆沟亦不应有积水。

（3）配电硐室的地面应高出入口处的巷道轨面0.2m。

（4）硐室要用不燃性材料支护，在一般情况下多采用混凝土。硐室底板用混凝土抹面，其厚度为0.1m。

（5）配电硐室要有两个安全出（入）口，一般在硐室的两端各设一个出入口。在出入口装有向外开启的防火门。在防火门门扇内还应安装向外开启的小铁栅栏门（小门），平时只开小铁栅栏门。小铁栅栏门不得妨碍防火门的开闭。

（6）配电硐室必须有新鲜风流进入，硐室内的气温不得超过30℃。

（7）硐室内有积水时，要设积水坑。积水坑要深于电缆沟并于排水沟相通。积水坑内的水用人工或小气泵随时排至水沟里流走。

配电硐室的形状与尺寸，见图1-2-58。

2.6.5.3　钢绳芯带式输送机卸矿硐室

1．卸矿硐室的布置形式

卸矿硐室的布置一般都采用带式输送机头部卸矿方式，硐室布置形式有两种。一种是在驱动装置硐室的上方，于胶带的中心线上，向下掘凿一个矿仓。在矿仓的上口设置卸矿硐室，卸载机架直接座落在矿仓口上，见图1-2-59和图1-2-60。

第二种布置形式，在驱动装置硐室内的驱动装置的头部直接向下掘进一个溜矿口（或矿仓），卸矿硐室与驱动装置硐室合而为一。这种布置形式工程量少，在煤矿系统用的较多。在岩石条件不好或要求矿仓贮存量较大时不宜采用。这种布置形式见图1-2-55。

2．卸矿硐室尺寸的确定

卸矿硐室的尺寸大小根据卸载机架，矿仓尺寸大小和硐室的布置形式来确定。同时要充分考虑安装所需间隙、检修场地、电缆和管路从中穿过等因素。硐室尺寸的确定应留有充分的余地。

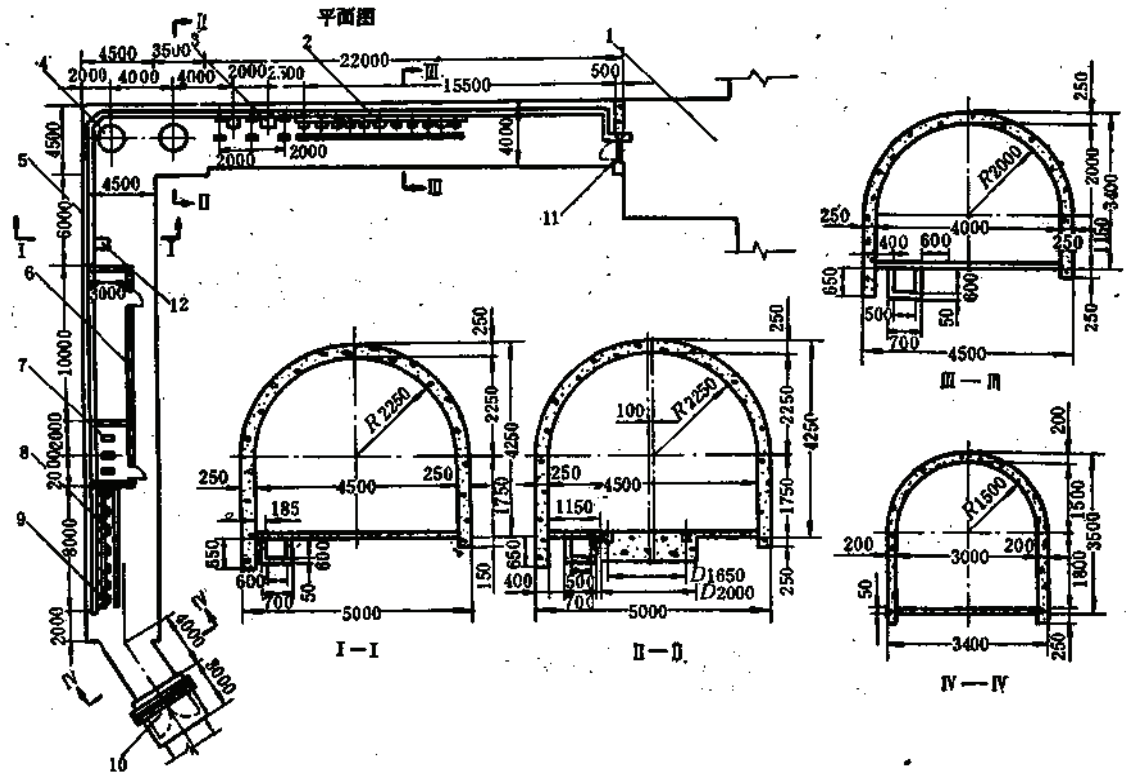


图 1-2-58 峰峰万年矿配电硐室

1—驱动装置硐室；2—低压控制柜电缆孔；3—整流柜电缆孔；4—调压器基础；5—电缆沟；6—铁栅栏；7—高压接触支架预埋扁钢；8—高压开关柜电缆孔；9—预埋角钢；10—防火门硐室；11—防火栅栏两用门硐室；12—积水坑

卸矿硐室内卸载机架的外缘距硐室墙壁的间隙要满足检修要求，一般不小于0.5m。有人行道的一侧，卸载机架的外缘离硐室墙壁的宽度不得小于1.0～1.2m。吊车梁的上缘距硐室拱顶不得小于0.5m，吊车梁的安设高度，由起吊高度的要求决定。如果有管路，提升钢丝绳通过时，上述各处的间隙要相应的增大。

2.6.5.4 钢绳芯带式输送机装矿硐室

装矿硐室位于破碎硐室下面的碎矿仓或者在接力斜井的转载矿仓的下口，见图1-2-52。装矿硐室内设有操作平台和安装给矿机（电振给矿机或板式给矿机）。给矿机的给矿方向与胶带输送机运行方向一致。运量小的带式输送机斜井设一台给矿机，一个装矿硐室。为了不影响持续生产，维修方便，特别是在运量大的斜井中，通常设两台给矿机，两个装矿硐室。

1. 装矿硐室的布置形式

装矿硐室一般采用将带式输送机斜井井筒局部加高和加宽的形式。当装矿硐室较小，且位于坚固稳定的岩层中，可采用平顶形式；当位于稳定性较差的岩层中，特别是硐室跨度在4m以上时，则应采用拱形结构。

根据破碎硐室与带式输送机斜井的相对位置，装矿硐室的布置形式可分为四种。

（1）纵向布置，见图1-2-61*a*。此种形式虽对破碎硐室的位置选择受到一定的局限，但由于布置简单，结构合理，管理方便，工程量少，故在设计中常被广泛采用。

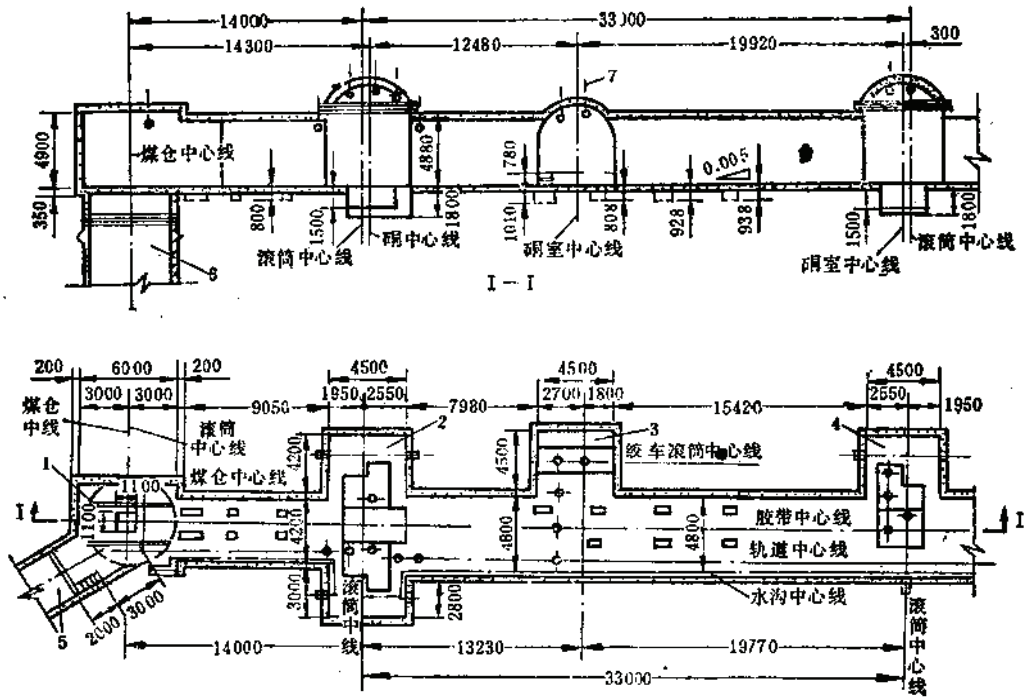


图 1-2-59　山东兖州兴隆庄矿钢绳芯带式输送卸矿硐室

1—卸矿硐室；2—后驱动装置硐室；3—拉紧装置硐室；4—前驱动装置硐室；5—平巷；6—煤仓；7—吊环锚杆

（2）垂直或成斜角布置，此时破碎硐室与胶带输送机斜井垂直或成斜交。碎矿仓是倾斜的，其倾角应大于55°，见图1-2-61*b*。

（3）侧面布置，破碎硐室在带式输送机斜井一侧。碎矿仓是倾斜的，其倾角不得小于55°，详见图1-2-61*c*。

第二、三种布置，虽然结构简单，转运简便、灵活，但矿仓结构不合理，管理不方便，工程量大，实际很少采用。

（4）侧面转载布置，破碎硐室在带式输送机斜井一侧，并距离斜井较远。用转载皮带将矿石运到斜井的带式输送机上。碎矿仓是垂直的，装矿硐室在碎矿仓下口与转载皮带道相连接，而与带式输送机斜井相连接的是转载硐室。见图1-2-61*d*。

这种布置形式可以将破碎硐室选择在坚固稳定的岩层内。矿仓的结构合理，施工即安全又方便。当遇有不良地质条件时，宜采用这种布置形式。以避开其影响。由于这种布置结构复杂，多一套转运环节，加大了工程量。

2．装矿硐室尺寸确定

装矿硐室的高度根据操作平台、给矿机的垂直高度、提升检修设备的起吊高度和碎矿仓下口给矿闸门的安装尺寸等因素综合确定。

给矿设备活动部分的最高点与拱顶的间隙不得小于1m。吊车梁的上缘离拱顶的距离不小于0.5m。矿仓下口与硐室连接处，应满足结构上和设备安装上的要求，同时还要满足装矿工艺上的要求。

装矿硐室的宽度，一般比斜井正常段的宽度多一个人行道的宽度。因为在装矿点处，

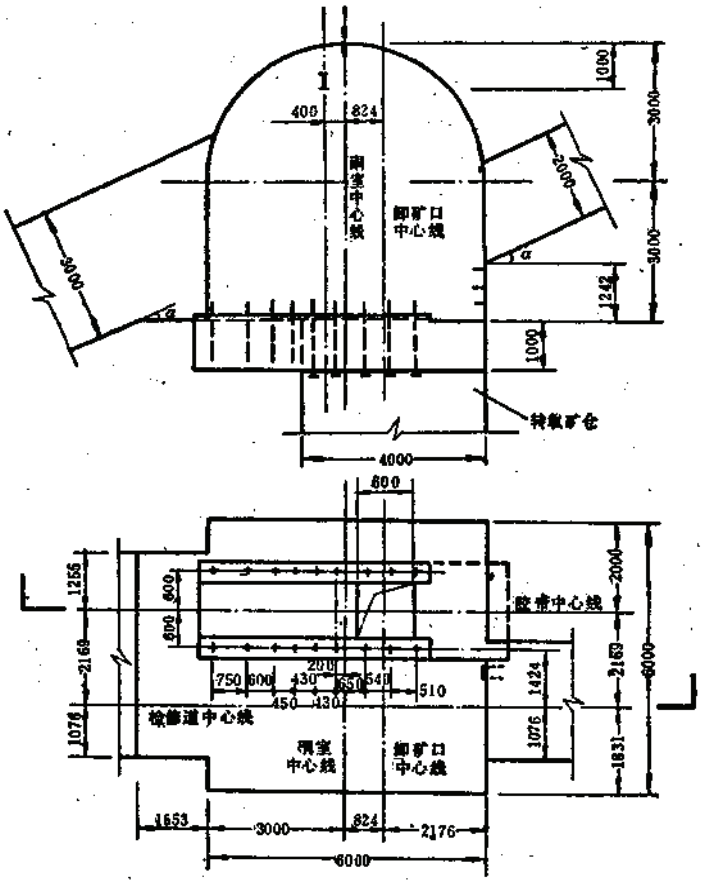


图 1-2-60 金川带式输送机斜井卸矿硐室

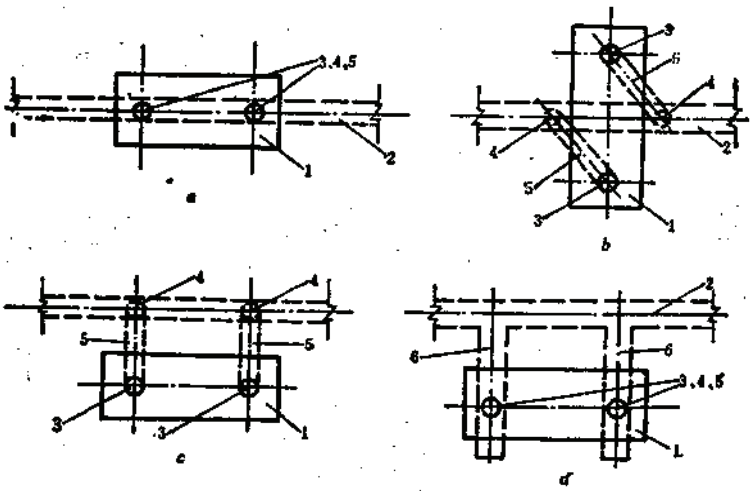


图 1-2-61 装矿硐室的布置形式

1—破碎硐室；2—带式输送机斜井；3—碎矿仓上口；4—碎矿仓下口；5—碎矿仓；6—转载皮带道

由于维修和生产管理人员经常巡视检查，必须在胶带输送机两边都留人行道。

另外，在装矿硐室内要装设除尘设备或者除尘管路要从中穿过；为确保人身安全，在操作平台上要设置栏杆；考虑人员上下平台，其两侧要设梯子。这些条件和因素，在确定硐室断面尺寸时应统一考虑。

3．装矿硐室的支护型式

装矿硐室一般采用平顶和拱形两种支护型式，见图1-2-62。

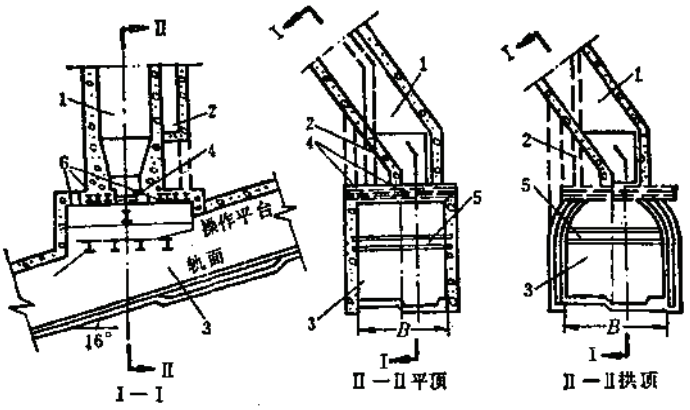


图 1-2-62　装矿硐室支护型式

1—矿仓；2—矿仓检查孔的人行道；3—装矿硐室；4—矿仓口钢梁（[20），5—操作平台；6—预埋钢梁（I20，间距500mm）

1）平顶支护型式

当矿仓容量较小，硐室围岩稳定，可采用平顶支护型式。用C15～C20级混凝土或钢筋混凝土砌筑，顶部预埋不小于[20号工字钢，间距500～600mm左右。

2）拱形支护型式

当矿仓容量较大，硐室围岩稳定性在中等以下时，宜采用拱形支护型式。一般采用钢筋混凝土结构，混凝土采用C20级，厚度一般为：300～500mm。

4．装矿硐室实例

部分矿山装矿硐室实例见表1-2-31、图1-2-63、图1-2-64和图1-2-65。

装矿硐室工程量及材料消耗量表　　表 1-2-31

序号	矿山名称	图　号	胶带型号 (mm)	斜井倾角	给矿方向与胶带夹角	工程量(m³)		备　注
						掘进量	混凝土量	
1	古交镇城底矿	图1-2-63	$B=1000$	16°	垂　直	554.1	320.53	
2	金川二矿	图1-2-64	$B=1200$	12°	平　行	963	294	未投产
3	公乌素三号井	图1-2-65	$B=1000$	17°	平　行	2485.6	424.08	包括二个矿仓

注：表内工程量包括矿仓底部结构。

2.6.5.5　拉紧装置硐室

除了钢丝绳牵引带式输送机斜井内有胶带拉紧装置硐室以外，还有钢丝绳拉紧装置硐

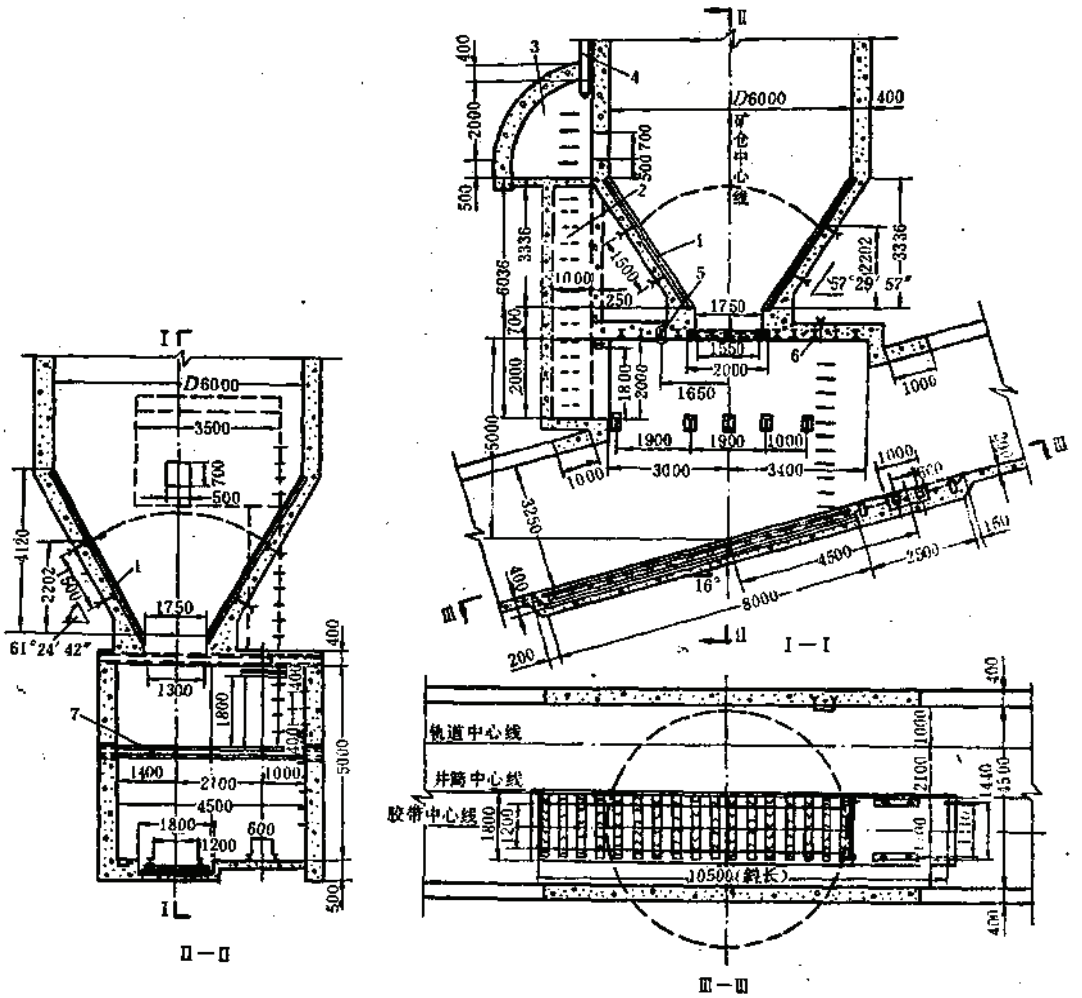


图 1-2-63 山西古交镇城底矿斜井装矿硐室

1—钢轨加固；2—检查天井（检查道）；3—检查硐室；4—通风管；5—起重吊环；6—预埋螺栓；7—操作平台

室，而其它胶带输送机斜井都只有胶带拉紧装置硐室，所以带式输送机斜井内的胶带拉紧装置硐室基本是一样的。

1．胶带拉紧装置硐室的布置形式

胶带拉紧装置硐室的种类有：重锤拉紧式（也叫重锤车式）拉紧硐室、重载车式拉紧硐室、自动绞车式拉紧硐室和固定绞车式拉紧硐室等四种。

重载车式拉紧硐室需延长一段斜井井筒，其断面与斜井相同，不需扩大或加高。重锤拉紧式拉紧硐室也要延长一段斜井井筒，但必须将这段井筒局部加宽和加高。见图1-2-66。

2．重锤拉紧式拉紧硐室尺寸确定

重锤拉紧式拉紧硐室包括拉紧小车硐室和重锤硐室。拉紧小车硐室头部与装矿硐室相连接，重锤硐室的尾部与井底泵房和粉矿回收硐室相通。

在有条件的情况下，重锤硐室的尾部与运输巷道直接贯通，这样可以不设井底泵房和

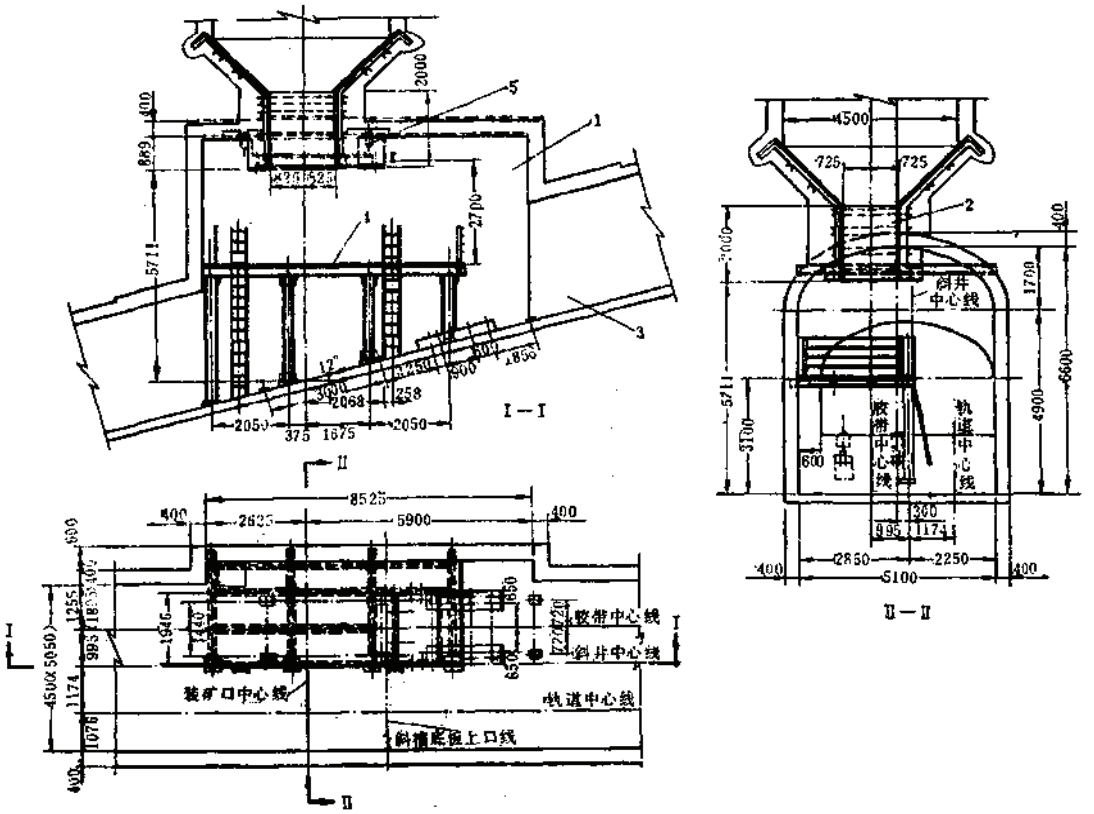


图 1-2-64　金川胶带输送机斜井装矿硐室设计图

1—装矿硐室；2—装矿口钢轨加固；3—斜井；4—操作平台；5—起重吊环

粉矿回收硐室。水可以通过水沟引入矿区排水系统，粉矿可由沉淀池直接装入矿车。

拉紧小车硐室位于装矿硐室之后，断面比斜井要宽500～600mm。拉紧小车轨面要低于检修道底板约800mm。小车轨道的底板用C10级混凝土抹平，厚度为150～200mm。小车轨道的底板预埋型钢其间距为700mm，作为固定轨道用。

重锤硐室是将斜井井筒加宽，并向上加高，掘砌成一个方形的盲天井形状，断面一般取3×3m，高度根据重锤行程和平台之上的起吊高度而定，一般取10m左右。换向天轮安装在硐室（盲天井）上部的平台上。平台一般采用钢结构（或木结构），其型号要根据换向天轮、维修人员总重度来确定。在平台上方要预埋吊车梁或起吊环，供起吊换向天轮、安装平台和设备用。在硐室的墙壁上要设爬梯，供维修人员和经常向换向天轮注油的工人上、下。

重锤硐室中有悬吊的重锤，地上又有换向轮基础，对来往行人很不安全。为此在硐室地板上，将悬吊重锤覆盖区域内的四周用铁栅栏围起来，并安上小栅栏门，栅栏高1.2m。

重锤拉紧式拉紧硐室见图1-2-66。

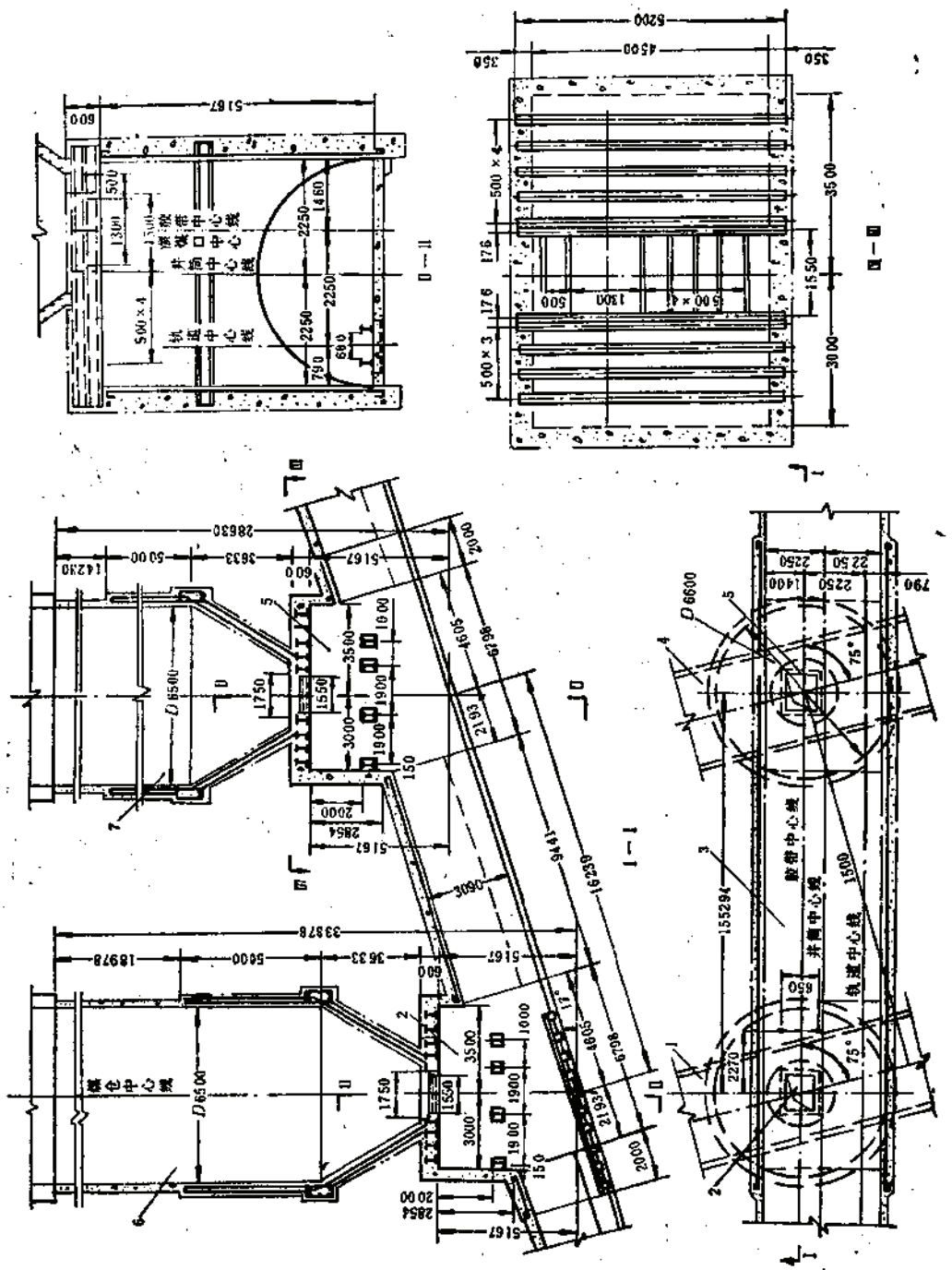


图 1-2-65 内蒙古公乌素三号井斜井装矿硐室

1—卸载坑；2—装载硐室；3—斜井井筒；4—卸载坑；5—装载硐室；6、7—矿仓

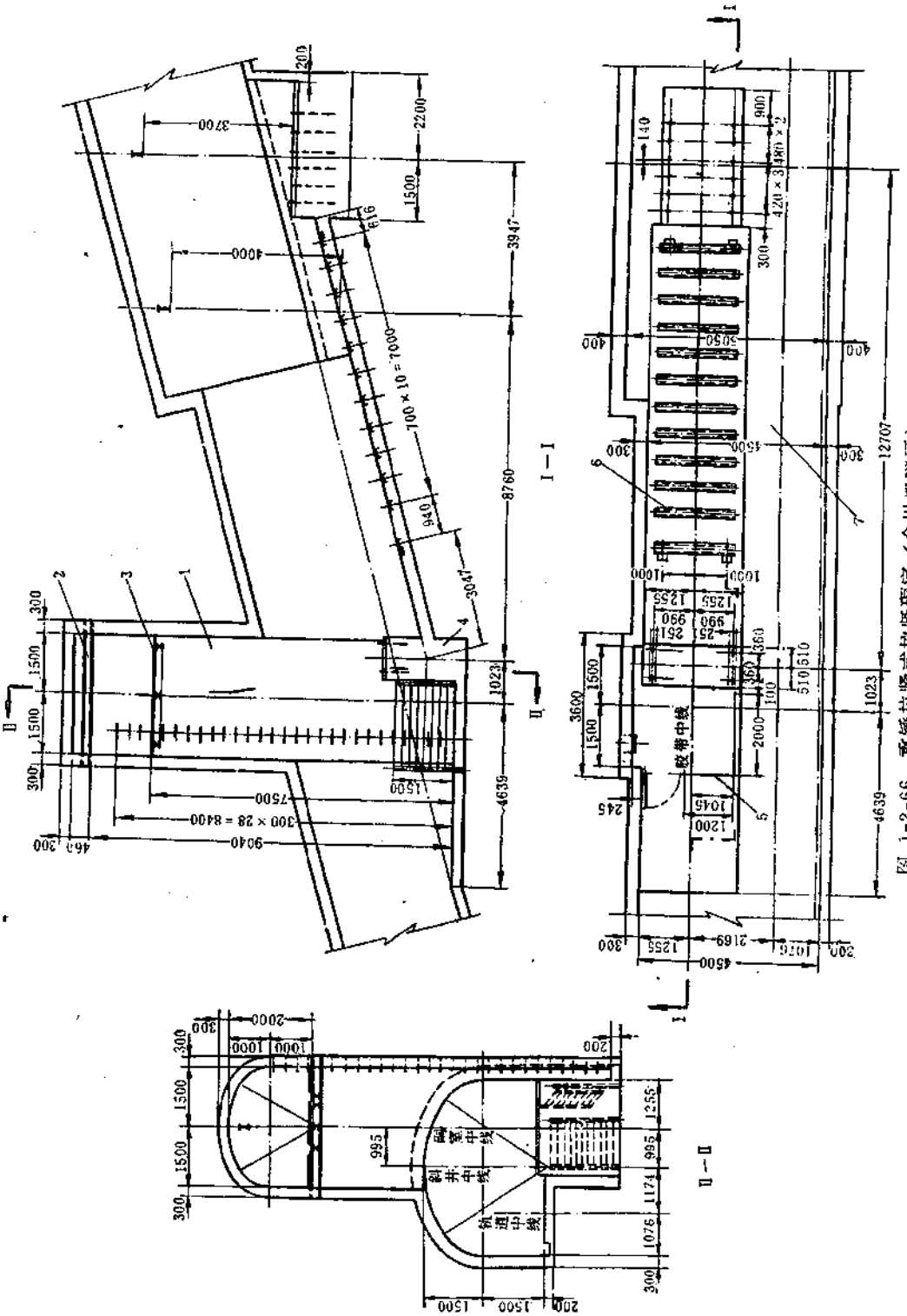
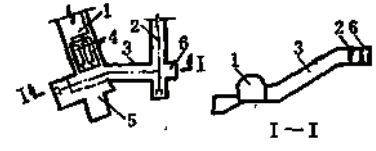
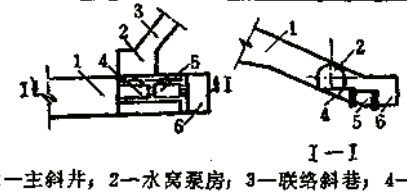
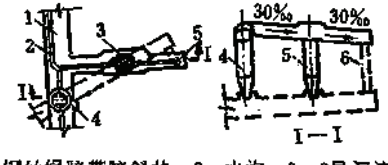
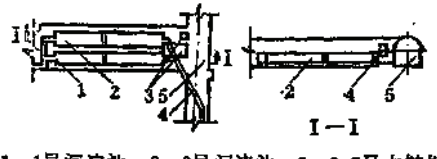


图 1-2-66　重锤拉紧式拉紧硐室（金川二矿区）

1—重锤硐室；2—重锤硐室吊车梁；3—重锤硐室平台（换向天轮平台），4—换向天轮基础；5—栅栏和栅栏门；6—预埋于拉紧小车底板的槽钢；7—斜井检修道

粉矿回收清理方式

表 1-2-32

序号	矿井名称	胶带型号	能力 10^4t/a	井筒倾角 (°)	清理方式	图示	优缺点
1	河南义马耿村矿	钢丝绳胶带输送机 $B=1000$mm	120	15°30′	另开清理斜巷，人工装矿车清理矿泥，通过清理斜巷上提至运输大巷水平	 1—拉紧重锤硐室；2—通道；3—清理斜巷；4—沉淀池；5—水窝泵房；6—绞车房	优点1.清理简单可靠 2.清理方便 缺点1.劳动强度大 2.工程量较大
2	山西古交西曲矿	钢绳芯胶带输送机 $B=1200$mm		8°	人工将矿泥装入矿车，水溢流到清水池，由水窝泵房水泵排至中央泵房水仓	 1—主斜井；2—水窝泵房；3—联络斜巷；4—一号沉淀池；5—二号沉淀池；6—水窝	优点1.清理简单 2.工程量少 缺点 劳动强度大
3	淮南谢二矿	钢丝绳胶带输送机 $B=1000$mm	90	16°30′	泥水经过1、2号立式沉淀眼轮换沉淀，矿从下部装车运走，水溢流至下部巷道沉淀仓作二次沉淀	 1—钢丝绳胶带暗斜井；2—水沟；3—2号沉淀眼；4—1号沉淀眼；5—风眼	优点1.沉淀效果好，清理方便 2.设有绞车 3.装车方便，劳动强度不大 缺点 工程量大，施工较困难
4	抚顺龙凤矿	钢丝绳胶带输送机 $B=1200$mm	180	15°	泥水经过1、2号沉淀池轮换沉淀。矿泥用链板输送机装车	 1—1号沉淀池；2—2号沉淀池；3—3.5马力链板输送机；4—水沟；5—钢丝绳胶带输送机暗斜井	优点：1.清理机械化 2.劳动强度小 缺点：1.工程量较大 2.施工困难

2.6.5.6　井底排水及粉矿回收

为了排除带式输送机斜井井底的积水，清理井底沉积的粉矿，在斜井的底部设置水泵房和粉矿回收硐室。因为水和粉矿都在井底集中，所以水泵房和粉矿回收硐室必须结合在一起布置。

1．尺寸的确定

井底水泵房和粉矿回收硐室的尺寸主要根据设备的外形尺寸、清理粉矿的方式和布置形式、设备起吊高度和沉淀池尺寸的大小来确定。

沉淀池尺寸是决定硐室大小的主要因素，它的尺寸根据粉矿量、积水量、清理粉矿间隔时间和粉矿清理所用设备的外形尺寸确定。沉淀池一般应设置两个。

2．井底水泵房

水泵房一般在沉淀池旁边，同粉矿回收硐室连接在一起。有时就在粉矿回收硐室一角安装一台水泵，留出检修和操作空间，不单独再设水泵房。吸水管头直接伸入到沉淀池旁边的吸水小井内，把井底积水排至指定地点。

水泵基础应高出地面，水泵上方应设起吊梁或起吊环（钩），在墙壁上要设固定排水管路的预埋件。

3．粉矿回收

1）粉矿的来源

产生粉矿的原因很多：由破碎硐室或溜井及转载点流下来的矿浆水，在带式输送机运

国内已投产的几条钢绳芯带式输送机斜井技术数据　　表 1-2-33

矿山名称 / 技术特征	卫东煤矿（主斜井）	凤凰山煤矿（主斜井）	昆明磷矿（露天）	攀枝花钢厂	大屯煤矿（东大巷）	茂名油页岩矿		山西铝厂龙门山石灰石矿
输送物料	煤	煤	磷矿石	铁矿石	煤	岩石	矿石	石灰石
全长（m）	860	747	545	280	1000	1000	715	1127.072
倾角（°）	+16°	+16°	−12°	16°31′	0～12	0	16～0	0～−12
输送量（t/h）	450	551	900	200	450	1000	470	
胶带宽（mm）	1000	1200	800	650	1000	1000	800	1200
带速（m/s）	1.68	2.13	2.5	1.38	1.93	2.48	1.8	
胶带强度（MPa）	G200	G200	G100	G100	G100	G158.3	G125	
功率（kW）	3×220	630	115	100	75×3	220+55	225	
机架型式	固定式	固定式	固定式	固定式	固定式	移动式	固定式	固定式
驱动方式	多电机双滚筒串联驱动	单电机刚性啮合双滚筒驱动	单电机单滚筒驱动		三电机双滚筒驱动	双电机双滚筒S型驱动	双电机双滚筒驱动	
投资（万元）	69.11	73.5	设备价32					
投产日期	1971	1970.10	1974		1976.12	1977		
设计单位	陕西煤矿设计院	北京煤矿设计院	化工矿山设计院	重庆钢铁设计院	上海煤矿机械研究所	北京起重机械研究所		沈阳铝镁设计研究院

国外几个矿山采用的胶带输送机斜井技术特征统计表 表 1-2-34

编号	国别	矿山名称	生产规模 (10⁴吨/年) (t/d)	斜井井筒 斜长 (m)	斜井井筒 倾角 (°)	斜井井筒 断面 (m²)	带式输送机 胶带宽度 (mm)	带式输送机 提升能力 (t/h)	开拓深度 (垂直深度) (m)	备注
1	美国	勒克雪尔铜矿 (Jakoshare)	360	2250×2	15		42 英寸		582	二条斜井
2	美国	白松铜矿	(21000)		10		54 英寸		1800英尺	8层人造丝尼龙胶带
3	美国	奎斯塔地区铜矿	(16500)	1980	10	5.8×4.6	1200		363	
4	加拿大	加斯佩 (Gaspe)	150	785	19		1400		256	
5	加拿大	邓巴顿镍矿 (Dumbaihioe)	23	687	15	5.5×2.4	762	150	150	
6	加拿大	宾逊勒克铜矿	(800)	2054	14	5.7×2.4	914	200		
7	加拿大	沃巴拉铁矿	300			6×4.2	1000			
8	日本	日立铜矿	60	2078	17.5		750	250	624	
9	日本	深泽铅锌矿	18	2200×2	17½	4×2.8	750, ST-2500型	100	400	二条斜井
10	日本	小坡铜铅锌矿	50	610	16.5	2.2×3.2	750	200	173	
11	日本	细仓铅锌矿	48	1014	13~16		750	280	254	
12	法国	卡诺奈特一试验矿	9		0~30%	22	800			
13	法国	玛法格阿瓦尔矿	30		16°35′	15	1000	400		
14	法国	斯特沙尔维铅锌矿	25	250	17		800		260	
15	苏联	巴卡尔斯克铁矿	490	1350	13	掘13.7, 净11.4	1400		300	
16	苏联	基洛夫铁矿	1450	4000	16	掘17.8	2000	3000	700	
17	南非	奥密特斯铜矿	50		14	5.5×2.2	900		360	
18	南非	奥基普铜矿	200	300	1.4	4.9×2.7	760	250	73	
19	爱尔兰	阿沃卡铜矿	70		17	3.6×4.5	900	250	360	
20	葡萄牙	帕纳斯科尹雷钨矿	70	1200 其中下P575	上部 8.5 下部13.5	上部3×4	900	250		
21	芬兰	武奥诺斯铜锌矿	55	2500	15.5		1200	500		
22	埃及	海姆拉温磷矿	120		7~12		650, 800			
23	西德	瓦黑维尔瓦特铁矿	100		18					

行过程中撒下来或溢流出来的粉矿；带式输送机因故脱槽的撒矿；装、卸矿硐室的掉矿；积水中的沉淀物。这些粉矿和杂物有的随着流水汇积到井底沉淀池中。

2）粉矿清理

清理粉矿方式有四种：一是人工清理；二是人工加机械清理；三是几个沉淀池多次接力沉淀，最后采用机械化清理；四是排泥罐清理。目前采用前三种方式较多，因为斜井井底的水量和矿泥量不大，用排泥罐方式不经济。

煤炭系统采用几种清理方式，见表1-2-32。

2.6.5.7　其他硐室

1．除尘硐室

带式输送机斜井在设备运行中经常有操作人员和检修人员出入，井筒内的空气要保持新鲜，不得被污染，所以在产生粉尘的装、卸矿硐室处应设立安装除尘设备的除尘硐室。有两个装矿硐室而距离较近时可设一个除尘硐室共用。因卸矿硐室距离驱动站较近，可不另设除尘硐室，除尘设备可以安放在驱动站内的斜平台下面或其他空闲处。

除尘硐室的尺寸主要根据除尘设备布置形式、设备的外形尺寸和检修、操作的安全间隙来确定。

在井下用布袋收尘和静电收尘方式的比较少，一般采用湿式收尘方式的较多。

湿式收尘硐室内的设施比较简单，主要有除尘器、除尘器基础、管路、水池和小水泵。

2．硫化硐室

胶带输送机应有硫化装置，明斜井的硫化装置设在地表，而盲斜井的设在坑内。它的作用是贴补胶带和连接胶带接头。

盲斜井的硫化硐室一般都设在驱动站（驱动装置硐室）附近。硐室内有硫化器、工作台和吊车系统。

硐室尺寸根据设备的外形尺寸和吊车系统的布置形式确定。硫化器本身用地很小，在斜井一侧扩一个小硐室即可；主要是吊车系统横跨胶带输送机，占用的面积大。工作台的两边应有700mm左右的操作间隙。吊车系统的高度应本着起吊物件时不碰撞带式输送机和影响生产为原则。

硐室要用不燃性材料支护，注意防火。在硐室内应设横跨胶带输送机的Π形阶梯。

3．皮带秤硐室

皮带秤硐室采用加宽一段斜井井筒的形式。硐室位于上部装矿硐室15m左右处。

硐室内有皮带秤设备及其基础和控制室。硐室的尺寸主要根据设备的外形尺寸和控制室的要求确定。硐室设备简单，布置单一，工程量较小。

硐室需要做防水处理，控制室保持干净不淋水。一般采用混凝土支护。

国内外已投产的几条带式输送机斜井有关技术数据，见表1-2-33和表1-2-34。

2.7　斜　坡　道

2.7.1　概　　述

近些年来，由于大型坑内矿采用了无轨自行设备，因此斜坡道已在国内矿山逐步得到

应用，人员、设备、材料可以由地表直接到达井下作业地点，不必经过几次转载，从而节省时间，提高作业效率。

我国已在程潮铁矿、凡口铅锌矿、金川镍矿、弓长岭铁矿建成阶段辅助斜坡道，在河北铜矿、凡口、广西大厂铜坑矿、桦树沟铁矿建成可直接通地表的主斜坡道。金川二矿区、三山岛金矿的主斜坡道也正在建设中。

2.7.2 斜坡道分类

2.7.2.1 按线路型式分类

（1）直线型的斜坡道；

（2）折返式斜坡道；

（3）螺旋式斜坡道。

2.7.2.2 按使用性质分类

（1）生产干线：为各个开采阶段共同使用的路段，通常叫主斜坡道。

（2）生产支线：由生产干线与一个开采阶段（水平）连接的路段，或由一个开采阶段与作业点直接（不经过干线）连接的路段，也叫分支斜坡道。

（3）联络线：支线与支线相联络的路段，也叫联络斜坡道。

（4）辅助线：通往分散布置的设施（变电所、检修站、尾矿库）之间的路段，也叫辅助斜坡道。

有时也可将生产（运矿石）用的斜坡道叫主斜坡道；运送人员、材料、设备的叫辅助斜坡道；二者兼用的叫混合斜坡道。我国目前所采用的斜坡道属于混合性质的或辅助性质的占多数，专门运矿石的斜坡道极少。

2.7.3 斜坡道断面尺寸的确定

斜坡道断面尺寸根据所运行的最大设备外形尺寸和安全防护总要求确定。当确定巷道宽度时要考虑排水沟、各种管线所占的位置以及通风的需要等；当确定巷道高度时应考虑行车速度、路面质量以及与其有关的设备行走时的垂直波动；另外灯具安装要避免形成使司机眩目的亮光，在转弯处、连接处、交岔点及风门处应设置各种标志等因素，也不能忽视。

2.7.3.1 类比法确定断面尺寸

1. 安全规程规定

《冶金矿山安全规程》规定，设备每侧加宽不得小于1.0m，设备的最大高度距斜坡道拱顶的距离不得小于0.6m。

《化学矿山安全规程》规定，无轨运输的巷道人行道宽度不小于1m，设备与支护间的距离不小于0.6m。

《建材矿山安全规程》规定，无轨运输巷道人行道有效宽度不得小于1.0m。

2. 部分牌号汽车所需斜坡道宽度，参见表1-2-35。

3. 中南矿冶学院统计资料

表1-2-36是中南矿冶学院根据加拿大24个地下金属矿山的铲运机巷道断面的尺寸统计资料。

斜坡道宽度参考表　　表 1-2-35

汽车牌号	载重量 (t)	宽度 (m) 汽车宽	宽度 (m) 运行断面宽	车道宽度 (m)	安全道宽度 (m)	斜坡道宽度 (m)
AZ-210E	10	2.65	3.5	0.5×2	1×2	5.5
MAZ-525	25	3.22	4.5	同上	同上	6.5
MAZ-530	40	3.40	4.7	同上	同上	6.7

铲运机巷道断面尺寸表　　表 1-2-36

铲运机斗 (码)³	间隙 (m) 宽	间隙 (m) 高	巷道宽 (m) 最大	巷道宽 (m) 最小	巷道高 (m) 最大	巷道高 (m) 最小
2	1.95	0.48	3.9	3.0	2.9	2.5
5	1.6	0.9	4.4	3.9	3.4	2.9
8	2.2	1.7	5.2	4.3	4.1	3.8

注：1码＝0.9144m　　，1立方码＝0.764554858m³

4．我国斜坡道断面的调查研究数据

根据国内已经投产的斜坡道，不同类型的无轨设备所需要的斜坡道断面尺寸见表1-2-37。

主要无轨运输设备所需巷道高、宽尺寸表　　表 1-2-37

巷道种类	主要无轨设备	巷道宽度 (m)	巷道高 (m)
主巷道	10t以下汽车	3.6～4.2	3.2～3.6
运输矿石	10～20t汽车	4.2～4.6	3.6～4.0
(单线)	20～50t汽车	4.6～5.4	4～4.3
(主巷道)运输人员	0.76～1m³铲运机和5～8t汽车	3～3.4	2.7
材料设备	1.5m³铲运机和10t汽车	4～4.3	2.7～3
斜巷(副井)	3～3.8m³铲运机和15～20t汽车	4.3～4.8	3
	5m³以上铲运机和20～60t大型汽车	4.8～5.4	3.2～3.6
生产支线	0.76～1.53m³铲运机	2.7～3	2.5～2.7
运输平巷	3～3.8m³铲运机	4～4.3	2.7～3
	10～20t推卸式装载机	4.0～5.5	3～3.2
装矿横巷	Cat 950 960型前端式装载机	4.2	4.2
	3～3.8铲运机	4.0～4.3	2.7～3
	5～10m³铲运机	4.3～5.0	3～3.2
深孔凿岩巷道	各种扇形深孔凿岩台车	3.6～4	3～3.6

2.7.3.2　计算法确定断面尺寸

（1）有人行道时斜坡道的宽度：

$$B = A + a + b \tag{1-2-110}$$

一般　　$A = d + (800 \sim 1000)$

推荐 $$A=d+1.5\delta+12V$$

式中 B——斜坡道净宽，mm；

A——行车路面宽，mm；

a——人行道宽度，取$a=(800\sim1000)$mm；

b——路边至巷道最小距离，取200mm；

d——无轨设备外缘最大宽度，mm；

δ——无轨设备轮胎宽度，mm；

V——设备运行速度，km/h。

（2）无人行道时斜坡道的宽度：

$$B=A+2b \tag{1-2-111}$$

式中符号同公式(1-2-110)。

（3）斜坡道的高度：

$$H'=c+e \tag{1-2-112}$$

式中 H'——斜坡道断面有效净高度，mm；

c——无轨设备的总高度，mm；

e——机械（设备）外形与斜坡道拱顶或悬挂物的突出部分的最小间距，取600～750mm。

e值应考虑无轨设备行走时，与行车速度和路面质量有关系的垂直波动及安全间隙。

H'值不是由斜坡道底板至拱顶的最大净高度H，H值与拱形、悬吊物、悬吊高度和人行道有关，一般由H'值推导出H值。

人行道处的斜坡道有效高度不得低于1.8m。

2.7.3.3 苏联矿山设计中计算斜坡道尺寸方法

（1）在无轨设备和人员经常通行的斜坡道中，要设置700～800mm的专门人行道，并高出行车道200mm。如不设高出行车道200mm的专门人行道时，行车道●需加宽1000～1200mm作为人行通道。

（2）对行车密度大又经常有人通行的斜坡道，必须设专门人行道，其宽度不得小于800mm，并高出行车道200～300mm。

（3）对很少有人行走的分段斜坡道，车辆通过数不多，可不设人行道，行车道不用加宽。

（4）行车道路面边缘至巷道壁的最小距离为200mm，有水沟侧除水沟宽度外，另需增加巷道宽度100～150mm。

2.7.3.4 瑞典在矿山设计中计算斜坡道尺寸方法

（1）单车道无人行道或单车道设人行道时，斜坡道各部有关间隙见表1-2-38。

（2）双车道不行人或双车道考虑走人时，斜坡道各部有关间隙见表1-2-39。

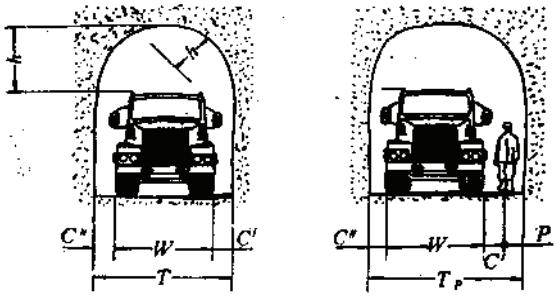
2.7.4 斜坡道的线路设计

线路设计应根据运输要求、线路距离、设备规格、行车密度、运行速度等因素进行综合考虑。

●行车道宽即为行车路面宽，见公式（1-2-110）中的A值。

单车道间隙表　　表 1-2-38

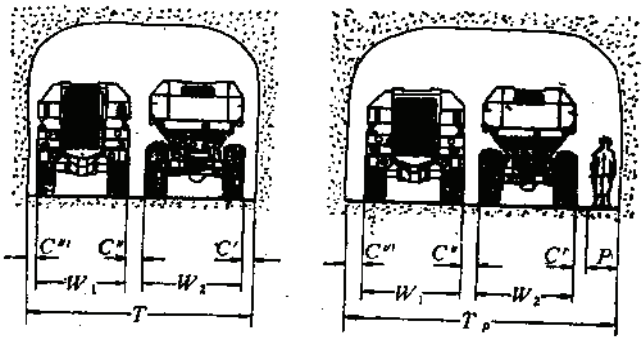
单车道（无人行道）　　单车道（设人行道）



行车速度 (km/h)	单车道 不行人 $c'=c''$ (m)	单车道 临时走人 p (m)	单车道 经常行人 p (m)	单车道 设备空高 h (m)
0～5	0.4	0.1	0.3	0.3
5～10	0.6	0.2	0.4	0.3
10～20	0.8	0.3	0.5	0.4
20～40	1.0	0.4	0.6	0.5
40～60	1.2	0.5	0.7	0.6

双车道间隙表　　表 1-2-39

双车道（不走人）　　双车道（考虑走人）



行车速度 (km/h)	双车道 不走人 c $c=c'+c''+c'''$(m)	双车道 临时走人 p (m)	双车道 经常走人 p (m)
0～5	0.9	0.1	0.3
5～10	1.2	0.2	0.4
10～20	1.5	0.3	0.5
20～40	1.8	0.4	0.6
40～60	2.1	0.5	0.7

注：此表摘自1986年中瑞技术合作资料。

斜坡道应避免采用螺旋式，它视距有限，对司机不利，对车辆的差动器磨损大，而且因内外侧坡度有所不同，故不利于安全和维修。斜坡道应尽可能少拐弯，拐弯半径要大些为好，拐弯处的坡度要小些为佳。

当需要开拓双车道时，应对一条双车道或两条单车道作方案比较。一般认为两条单车道比一条双车道为好，行车干扰少，运量大、施工方便，费用也不会太高。

2.7.4.1 斜坡道的坡度

斜坡道的坡度是根据其使用年限、运输类型和运输量的大小确定的。

1．苏联的资料

当用汽车长时间运输矿岩时，斜坡道最大坡度为10%；临时运矿岩时，最大坡度可取20%。如果斜坡道作为长时期的设备出入口，最大坡度可达15%；而仅仅是临时的作为设备转移使用时，坡度可取30%。

2．瑞典地下矿山的经验

汽车上坡长期运矿时，合理的坡度为10%，如果运矿时间短(三年以内)，可将坡度提高到12%～16%。对行车密度不大，使用期不长的分段间的联络斜坡道，坡度可取17%～21%。

3．芬兰奥托孔普矿区的经验

若斜坡道用作维修运输和下放设备，使用期限长，其最大坡度不宜超过15%。若同时还用作汽车运输矿岩的通路，则最大坡度为10%。对服务年限短的斜坡道，若运输矿岩时最大坡度可取20%，而仅用来运输设备时最大坡度可达30%。

4．英国统计数据

在英国《采矿杂志》中，对81个矿山使用斜坡道的坡度，进行调查统计，坡度在10%～20%的占多数，见表1-2-40

斜坡道坡度统计表　　表 1-2-40

坡度%	0～4	5～9	10～20	21～25	26～30
矿山个数	18	8	48	5	2

5．我国国内斜坡道坡度调查统计

我国目前在有色矿山使用或设计的斜坡道坡度都在10%～20%，联络斜坡道的坡度都在20%～25%。

6．斜坡道坡度设计

根据以上国内外实践经验和统计，在斜坡道坡度设计中应参考下列原则：

（1）运矿主斜坡道的合理坡度为10%，为减少井巷工程量，最大坡度可取15%。

（2）实际矿山生产中，斜坡道的坡度大部分都在15%～20%，一般不运矿岩的坡度不超过20%，运矿岩的则为10%～15%。

（3）仅就无轨设备最大爬坡能力而言，斜坡道的坡度可达40%～50%。但设备运行速度慢，机件损耗大，轮胎摩损大，得不偿失，所以有的矿山把坡度减小到15%以下，作为减少轮胎摩损的措施之一。

（4）在设计中可以按表1-2-41选取斜坡道坡度。

斜坡道坡度表　　表 1-2-41

斜坡道（斜巷）用途	坡度
运输矿、岩的斜坡道及大型矿山行车密度大，无轨车辆运距长的斜坡道	8%～10%
运送人员、材料和设备的斜坡道	10%～20%
辅助斜坡道（采准联络道）及服务年限短的斜巷	15%～25%
胶带输送机和无轨设备共用的斜巷	20%～27%

2.7.4.2　斜坡道的平曲线和竖曲线半径的确定

1．平曲线半径的确定

平曲线半径由下式确定：

$$R=\frac{v}{127(\mu+i)} \tag{1-2-113}$$

式中　R——斜坡道转弯处的平曲线半径，m；

μ——横向推力系数，取$\mu\leqslant0.15$；

i——道路横向坡度，一般取$i=2\%\sim6\%$；

v——行车速度，km/h。

一般情况下，主斜坡道取$R\geqslant20$m，中、瑞为金川的联合设计中取$R=40$m；联络道和盘区斜坡道取$R\geqslant12$m；中小型设备通过的斜坡道取$R\geqslant10$m。我国目前已建成投产的斜坡道$R=15$m占多数。

2．竖曲线半径的确定

斜坡道变坡处的竖曲线半径按表1-2-42选取。竖曲线半径长度，一般取40m～30m。

竖曲线半径选择表　　表 1-2-42

设计行车速度（km/h）	60	40	30	20
竖曲线半径长度（m）	50	35	25	20

2.7.4.3　曲线段超高与加宽

1．行车弯道转弯处加宽

在行车弯道转弯处应根据弯道平曲线半径和设备结构参数将原路面加宽，可由下式确定路面加宽值：

$$\Delta B=(R_H-R_{BH})-d \tag{1-2-114}$$

式中　ΔB——路面加宽值，mm；

R_H——车轮转弯的外半径，mm；

R_{BH}——车轮转弯的内半径，mm；

d——无轨设备宽度，mm 。

在计算的基础上，行车道转弯处还要求再加宽300～500mm。

在设计中，行车道转弯处的加宽值一般取400～700mm，某些国外资料推荐加宽值为1000mm。

如铲运机作为装运的主要设备时，斜坡道转弯处的加宽值见表1-2-43。

铲运机行驶时弯道处加宽值　　表 1-2-43

序号	铲运机型号	设备转弯外半径 (mm)	设备转弯内半径 (mm)	设备宽度 (mm)	弯道加宽 (mm)
1	CT6000型	6170	3020	2500	650
2	LF-4.1型	4880	2650	1685	545
3	LK-1型	6140	3210	2200	730
4	Toro100DH	4500	2250	1800	450

2．曲线段超高

曲线超高把横向坡度控制在2%～6%的范围内。行车速度大、弯道半径小、路面条件较潮湿者取大值。

国外有的矿山曲线超高的横向坡度取值为10%～20%。

3．超高缓和段

弯道超高和加宽部分与正常行车路线之间应设超高缓和段。缓和段一般取4～6m，也可按公式求得：

$$L_3=\frac{B_r i_3}{i_2} \tag{1-2-115}$$

式中 L_3——超高缓和段切线长，m；

i_3——超高横向坡度，取2%～6%；

i_2——路面外缘超高缓和段长度的纵坡度与正常（设计的）行车路线纵坡度之差，一般取2%；

B_r——道路宽度，m。

2.7.5 斜坡道路基和路面

2.7.5.1 斜坡道路面技术等级

（1）按我国黑色矿山道路技术等级分级见表1-2-44。

（2）按斜坡道路面的结构和材料分级可分为：

混凝土路面（它包括沥青混凝土路面和沥青水泥粘合路面）；

沥青路面（它包括热铺沥青路面和冷铺沥青路面）；

碎石路面；

自然铺平路面。

（3）按斜坡道的用途分级，苏联哈萨克道路研究分院，根据斜坡道的用途，结合行车密度和行车速度，将道路分为四级，并对每级使用什么路面也做了推荐，见表1-2-45。

道路等级表 表 1-2-44

等级	行车密度 (车/h)	年运量 (万t/a)	使用范围	行车速度 (km/h)
一	>90	>1300	特大型矿生产干线总出入口，使用年限长的特大型矿的生产干线	40
二	25～90	240～1300	大型矿的生产干线、大型矿生产干线为一级线时的生产支线	30
三	<25	<240	生产年限长的生产干线、中型矿山生产线、大型矿山生产线、矿山联络道辅助线	20

以斜坡道用途分类表 表 1-2-45

级别	巷道用途	运输设备			推荐的斜坡道路面
		设备类型	行车密度 (车/h)	行车速度 (km/h)	
1	开拓	汽车	40～60	20～40	沥青水泥Ⅲ级
	运矿	汽车	20～40	15～20	沥青水泥Ⅱ级
2	采场采准	汽车	10～20	15～20	沥青水泥Ⅰ级
	装载和选矿	自行矿车 装运设备	5～10 15～20	8～15	碎石路面，装载点为混凝土
3	采场	凿岩台车	周期变化	8～12	平整的底板
	采准	辅助车辆	周期变化	8以下	平整的底板
4	采场采准	辅助车辆	周期变化	20～30	碎石加水泥
	运输人员、材料及设备			15～20	碎石
				8～15	平整的底板

表中沥青水泥路面等级见表1-2-47。

冷铺沥青路面结构表 表 1-2-46

序号	组成	材料及规格	厚度 (cm)
1	表层	硬质沥青	6
2	缓和层	碎石 0～32 mm	<5
3	承压层	碎石 16～64 mm	10
4	加强层	碎石 40～100 mm	10～32
5	渗水碎石层	石子 2～20 mm	15

2.7.5.2 路基和路面铺设

在坑内应多采用碎石路面，它施工简单方便。由于斜坡道建于岩层中，可以用75mm的碎石作路基，上面再铺25mm或16mm碎石作路面，最后用平路机压平压实，效果很好。

在斜坡道的重要地段，特别是运输繁忙的主干线应采用沥青路面。在坑内条件下多数采用冷铺沥青路面，见表1-2-46。

当斜坡道运输量特别大，巷道的拐弯处或无法保持路面干燥的运输线和地段，应采用混凝土路面。在坑内的条件下，多数采用沥青混凝土路面或沥青水泥粘合路面。

混凝土路面对提高车速，减少轮胎摩损是非常有利的。

根据统计资料表明：在坑内的条件下，沥青混凝土路面的重载行车速度可达18～35km/h，空载时为20～40km/h。而在路面坏的情况下，重载行车速度不超过4～6km/h，空载行车速度不超过6～15km/h。所以在运输量较大，运距很长时，为增加行车速度而建筑高级路面是合适的。但是，当运距不大时，为提高车速而建筑高级路面也是不恰当的。沥青水泥粘合路面等级见表1-2-47。

沥青水泥路面等级表　　表 1-2-47

路面等级	行车密度（车/h）	道路结构：路基（20～70mm碎石）	道路结构：路面（10～20mm碎石）	沥青水泥粘合路面厚度（cm）
Ⅰ	10	厚度 20cm	厚度 10cm	3
Ⅱ	10～40	厚度 20cm	厚度 10cm	6
Ⅲ	80	厚度 20cm	厚度 10cm	10

注：使用条件是车速30～40km/h，承载能力40t。

2.7.5.3 路面结构实例（表1-2-48和表1-2-49）

国外一些矿山的路面结构　　表 1-2-48

国名	矿山名	生产能力（t/a）	运输设备	载重量（t）	行车速度（km/h）	路面结构
苏联	哲兹坎次卡公司		自卸汽车	20	<20	20～70mm或10～20mm的碎石，浇入纯沥青水泥，路基厚度为300mm
瑞典	莱斯瓦马姆贝尔特基律纳铁矿	1000×10^4 至 1500×10^4	自卸汽车	20～40	20～40	16mm的碎石，路基，厚度为160mm，干线为沥青路面，表层厚为30mm
加拿大 英国	加斯佩和海西比林根矿	700×10^4 至 240×10^4	自卸汽车、铲运机	8～27 8	6～10 ～	碎石路面
瑞典 法国 加拿大	特里帕洛林矿区克莱顿和特克萨达	500×10^4 至 450×10^4	自卸汽车 铲运机	10～20 6～8	6～10	厚度为100～300mm的混凝土
加拿大	杜湖尔富矿	600×10^4	铲运机	7	<37	混凝土板厚度150mm
墨西哥	弗雷斯尼洛		铲运机	1.5～2	5～8	在矿房的充填体上铺木板

国内一些矿山斜坡道路面结构　　表 1-2-49

序号	矿山名称	斜坡道用途	路面结构
1	小寺沟铜矿	运矿石及运行设备	混凝土
2	寿王坟铜矿	运行设备	自然铺平基石
3	柿竹园钨钼铋矿	通往地表运行设备	混凝土
4	三山岛金矿	同上	碎石
5	金川二矿区主斜坡道	同上	沥青路面
6	尖林山铁矿	同上	200 mm 厚混凝土
7	符山铁矿	同上	水泥路面
8	桦树沟铁矿	同上	混凝土

2.7.6 斜坡道设计实例

斜坡道设计实例见图1-2-67至图1-2-71和表1-2-50。

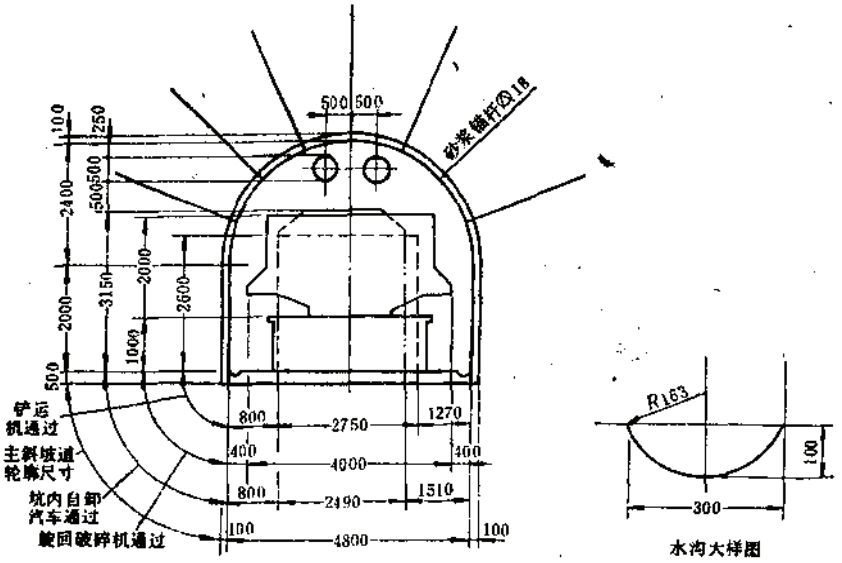


图 1-2-67　设备配置断面图

注：本图使用条件是：

1.坑内汽车采用*VOLVO*，*BM*5350，当驶速为≤20km/h时斜坡道许可行人。

2.铲运机采用*TORO*500*D*，5m³斗容，当行速≤10km/h时斜坡道允许行人。

3.下放旋回破碎机时，不许可行人，驶速要慢。

2.8 其它斜井

2.8.1 通风斜井

2.8.1.1 通风斜井位置选择

通风斜井分为进风井和回风井，其位置选择与矿体赋存条件、开拓系统布置、地形地貌、气候条件和周围厂、矿及居民区的分布有关。

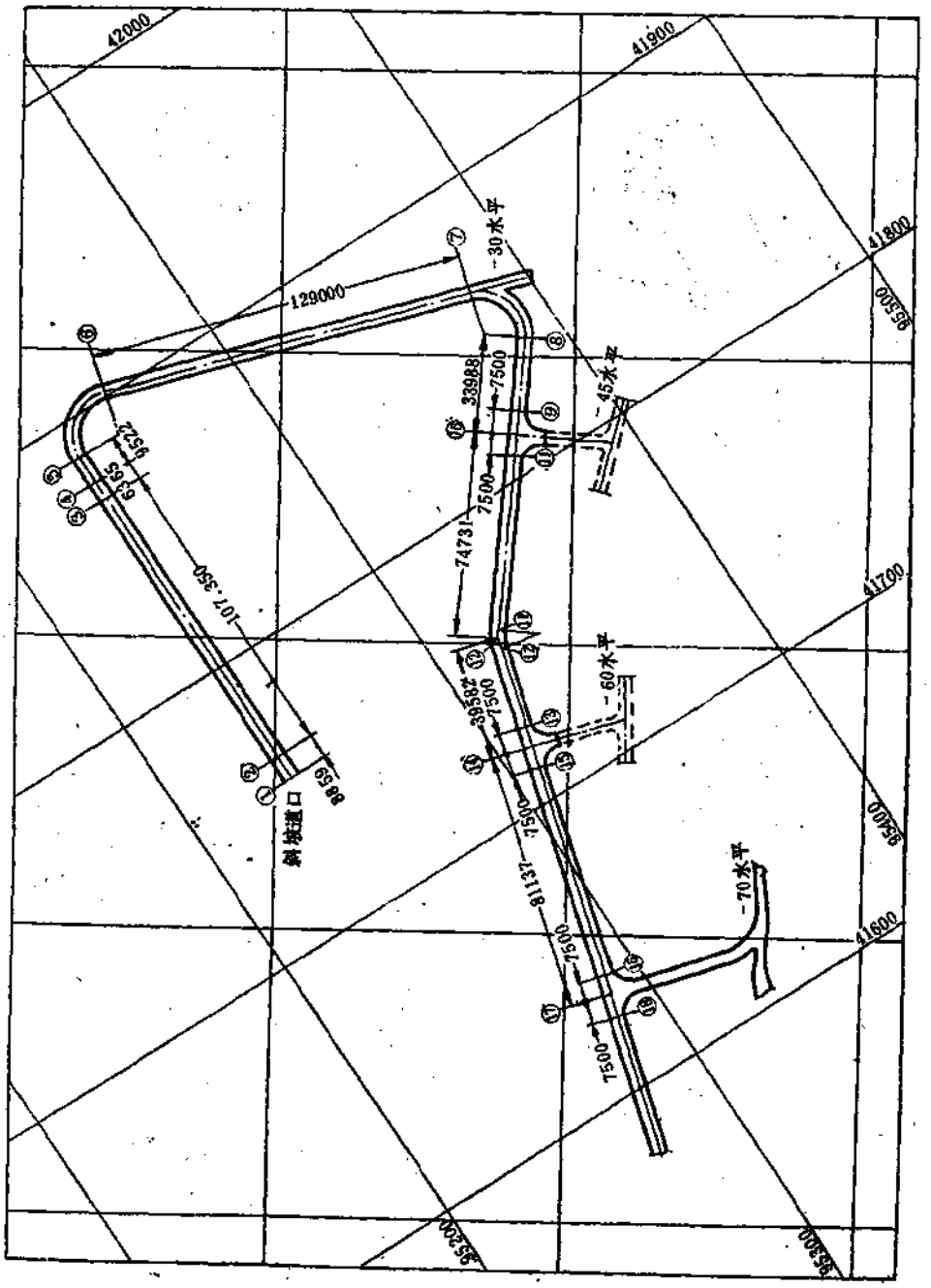


图 1-2-68 三山岛金矿－70m以上斜坡道平面图

国内部分冶金矿山斜坡道实例表 表 1-2-50

序号	矿山名称	斜坡道型式	斜坡道用途	使用无轨设备型号	斜坡道坡度 (%)	斜坡道断面尺寸 (m²)
1	凡口铅锌矿的：					
	4号矿体	螺旋	联络道	Toro-100DH	20	2.8×2.6
	-160盘区	直线	同上	LF-4.1	25	3.4×3.0
	-200盘区	直线	同上	同上	25	3.4×3.0
	上部斜坡道	折返	通地表运行设备	同上	15	5.5×4.0
2	金川二矿区的			全套无轨设备		
	西部采区	螺旋	1300～1250 联络道	LF-4.1 铲运机	16～19	4.0×3.5
	东部采区	螺旋	1350～1300 联络道	H127 凿岩台车	15～20	4.0×3.5
3	小寺沟铜矿	螺旋	运矿及运行设备	LK-1型	10～15	4.2×3.2
4	寿王坟铜矿	折返	运行设备	LK-1型	14	5.0×4.3
5	大厂锡矿	折返	通地表运行设备	CT600 D及辅助车辆	15	5.0×5.87
6	柿竹园钨钼铋矿	螺旋	同上	CT600 D	15.8	4.0×3.3
7	三山岛金矿	折返	同上	ST-5及汽车	17	4.5×4.0
8	红透山铜矿	折返	联络道	Toro-100 DH，LK-1	20～25	3×2.8、4×3
9	中条山篦子沟矿	折返	联络道	LK-1	20～25	4.6×3.0
10	丰山铜矿				14	4.5×4.0
11	金厂峪金矿			EHST-1A		2.8×2.8
12	尖林山铁矿	螺旋	通性地表运行设备	LK-1 2L11-40	7～14	4.0×3.0
13	符山铁矿		同上	LK-1	10	4.2×3.2

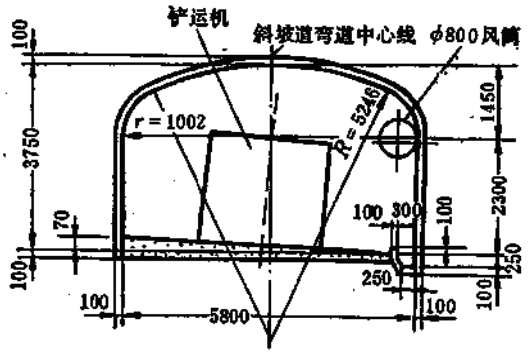


图 1-2-69 三山岛金矿斜坡道弯道断面图

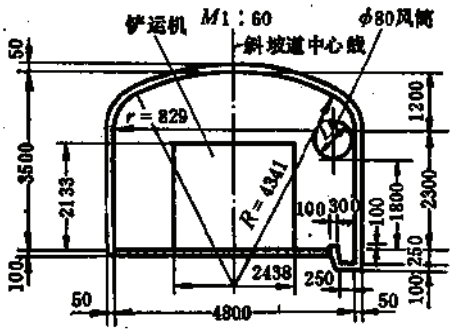


图 1-2-70 三山岛金矿斜坡道断面图

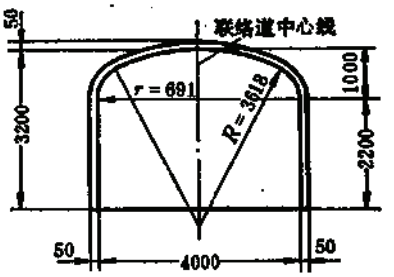


图 1-2-71 斜坡道联络道断面图

1. 有关规定

1）《冶金矿山安全规程》规定

（1）进入矿井的空气不得受有害物质的污染。从矿井排出的污风不得对矿区环境造成公害。

（2）入风井巷和采掘工作面的风源含尘量不得超过0.5mg/m³。

（3）……进风流中的空气成分（按体积计算）氧气不得低于20%，二氧化碳不得高于0.5%。

2）《建材矿山安全规程》规定

职工作业地点空气中有毒有害物质的浓度不得超过《工业企业设计卫生标准》的规定，其中粉尘浓度必须符合以下标准：

粉　尘　种　类	最高允许浓度（mg/m³）
1. 含有10%以上游离二氧化硅的粉尘	2
2. 石棉粉尘及含有10%以上石棉的粉尘	2
3. 含有10%以下游离二氧化硅的滑石粉尘	4
4. 含有10%以下游离二氧化硅的水泥粉尘	6
5. 含有10%以下游离二氧化硅的其它粉尘	10

3）卫生防护地带宽度

根据《工业企业设计卫生标准》规定，结合矿山的特点和要求，矿山入风井与居民区或入风井与厂矿、车间的间距——卫生防护地带宽度规定如下：

（1）防护地带宽度≥1000m的厂矿、车间：

硫酸、发烟硫酸和二氧化硫生产车间；设有硫酸车间的过磷酸钙生产车间；磷（黄磷和赤磷）生产车间；镁的生产（用氯化法）车间；年产量超过3000t的有色金属加工厂；有色和黑色金属矿石的烧结厂；炼焦厂；高炉总容积超过1500m³的炼铁厂；直接由矿石和精矿冶炼的有色金属（包括铝、锡、铜、镍）的生产车间；用电解法炼铝的生产车间和氧化铝的生产车间等。

（2）防护地带宽度≥500m的厂矿、车间：

油母页岩、煤、白云石、菱镁矿、石棉、软沥青、土沥青、铝、砷、锰、汞的采掘；金属及非金属矿石（铝、砷、锰除外）的露天采掘；镁的生产（氯化法以外其他方法）车间；年产量超过2000t 的有色金属生产车间；年产量为1000～3000t的有色金属加工；高炉总容积为500～1500m³ 的炼铁生产车间；高温炼锑的生产车间；用水溶液电解法提炼锌、铜、镍、钴的生产车间；铁合金的生产车间；尾矿坝（无山相隔、干燥后能随风起尘者）和废石场等。

（3）防护地带宽度≥50～100m的场、库、站：

化验室矿样制备间；木料堆及易燃品仓库；矿石、煤、灰、水泥堆场或转运站；矿区主要公路和出风井（一定要大于100m）等。

2．一般要求

（1）入风井应位于有害地点之当地常年主导风向的上风侧。否则，应加大防护地带宽度。

（2）在防护地带如有山相隔，可适当减小防护地带宽度。

（3）斜井主导入风流，应避免直接穿过溜矿（岩）井和装、卸矿车场。

（4）一般不应考虑回风井作为正常生产时的辅助提升井和主要人行通道。

（5）在选择回风井位置时，若有2～3个平行矿脉，则回风井应布置在主矿体的端部或者各矿体可分别设回风井。

（6）回风井应选在远离工业广场的地方，不要让排放的污风污染住宅和工业区。回风井应选在矿区主导风向的下风侧。

2.8.1.2　通风斜井断面

根据“安全规程”所规定的风速和采区所需的总风量来确定通风斜井的断面。如进风井兼作物料或人员提升井时，井筒断面的选择要考虑提升设备的尺寸和安全间隙。

有关风速的规定见竖井风井部分。

1. 斜井井筒及其断面

通风斜井内应设置排水沟、人行梯（道）和扶手，还应有照明设施。

断面型式有梯形、直墙半圆拱形和直墙三心拱形。

支护型式根据服务年限和岩石稳定程度而定。一般以素混凝土整体浇灌为好，它可减少通风阻力，提高通风效果。

2. 通风斜井井口

井口包括井口防护门、风道、安全通道及其安全出口。

为减少通风阻力，风道与斜井井筒的夹角不宜过大，一般取30°～45°。

为减少漏风，安全通道与斜井井筒的夹角应尽量大一些。在安全通道内应安设正、反双向风门各两道，以免反风时风流短路。

进风井井口应密闭，设置防护门。出风井井口应设置栅栏门。

风井井筒与风道的位置关系见图1-2-72。

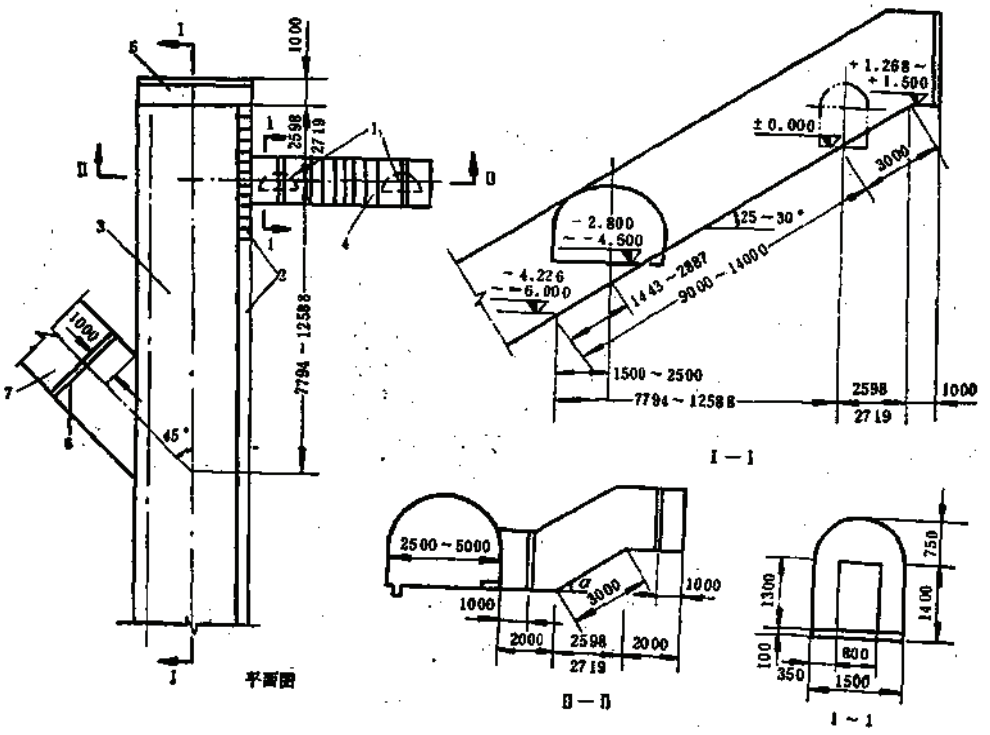


图 1-2-72 斜风井井口布置

1—双向风门；2—行人台阶（人行道）；3—斜井井筒；4—安全通道及安全出口；5—井口防护门；6—栅栏门；7—风道

2.8.2 管道斜井

当地下水量大，管路敷设数量多，经方案比较后，确定是否设置管道井。

管道斜井一般兼作提升物料或通行人员之用，给矿区增加一个安全出入口，不但对生

产矿山完成生产任务有利，就是对新建矿山加快基建速度也是有益的。

2.8.2.1　**位置选择**

管道斜井位置的选择，以地下水泵房的位置、地表的地形地貌，使斜井排出的水既不形成公害，又能便于利用或顺利地排放到指定地点为原则。

斜井井口应高出当地历年最高洪水位的1.0m以上。

2.8.2.2　**断面布置**

管道斜井的断面应根据材料运输线、人行道（行人台阶）和水沟的布置方式与尺寸，以井筒内管子数量、布置和敷设方式，并应考虑管道安装、维修方便等因素进行布置。

如果管道斜井兼作通风井时，井筒断面还应以通风断面进行校核。使井筒既满足管道斜井有关要求，又保证风量及风速的要求。

管道斜井断面布置见图1-2-73。

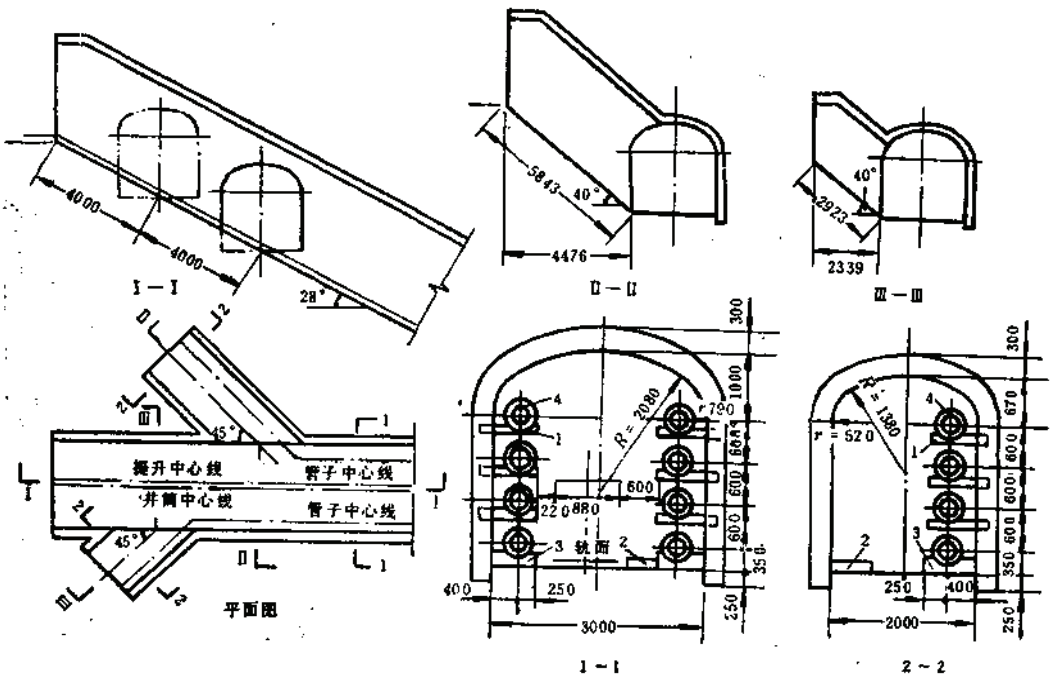


图 1-2-73　管道斜井及断面布置

1—支管梁（[₁₀槽钢），2—行人台阶，3—管墩，4—排水管

2.8.3　台　车　斜　井

斜井台车提升（或斜井罐笼提升），矿车可直接进入台车。

2.8.3.1　**台车斜井的特点**

（1）斜井倾角可以大于30°。

（2）适用于矿石提升量不大，最好是一个阶段作业的小型矿山。

（3）一条斜井既能满足提升矿石要求，又可保证井下材料的运送。

2.8.3.2 台车斜井的缺点

（1）产量小。

（2）多阶段作业时，只能用单钩提升或单台车配平衡锤的双钩提升。台车提两个矿车时，进、出车时间长，提升能力小。

（3）用双钩提升时，只适用于一个阶段作业，局限性很大。

（4）台车设备宽，增加斜井断面。

（5）在井底要设置台车阻车器装置，井底车场较复杂，见图1-2-74。

目前台车斜井在坑内采矿中使用的不多。但在一些乡镇企业，斜井倾角陡的小型矿山仍可使用。

台车斜井断面布置与箕斗斜井的基本相同，应设台车运输线、人行台阶和照明等设施，详见2.5节。

2.8.4 人 车 斜 井

在大型生产矿山中，上、下班人数多而集中，平时检修人员和管理干部出入井内也较频繁。为了减轻主、副井的压力（不影响正常生产），专门设置一条人车斜井。

在一般情况下，人车斜井在运送人员之余兼作材料提升，井筒内也安放一定的管路和电缆。

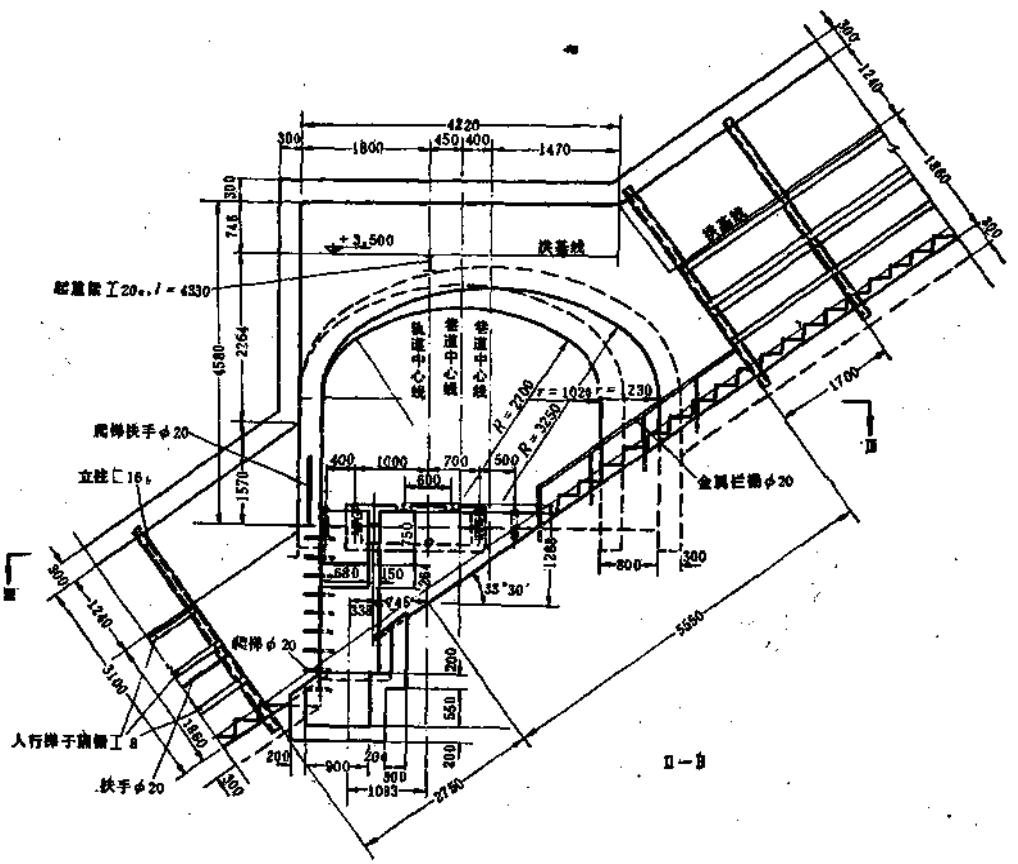


图 1-2-74 台车斜井与车场连接处图（一）

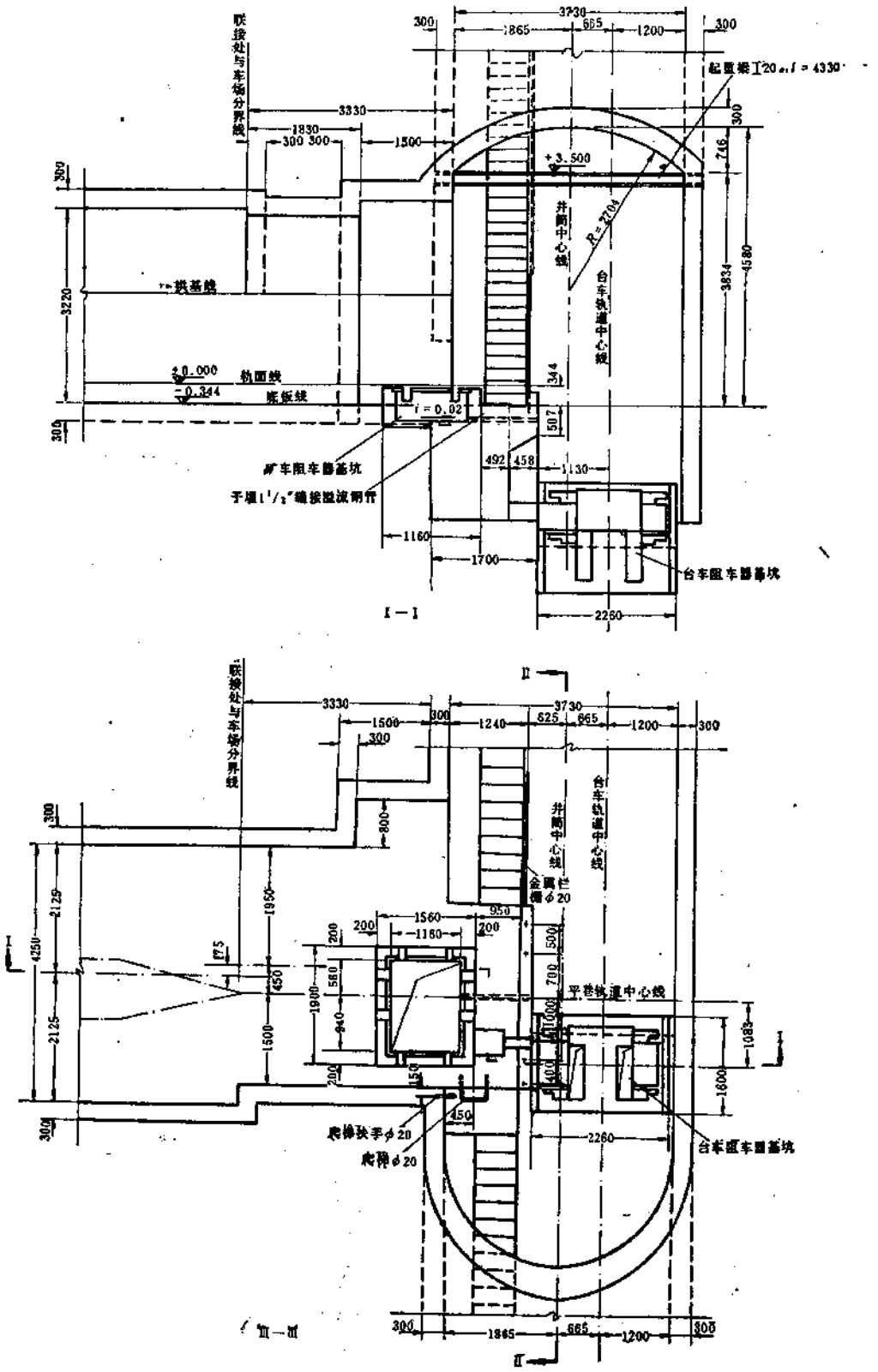


图 1-2-74 台车斜井与车场连接处图（二）

2.8.4.1 人车斜井有关规定

1. 《冶金矿山安全规程》规定

（1）在用列车运送人员的斜井内，必须设有信号装置，并应符合下列规定：

在行车途中的任何地点，每节车箱都能向司机发出信号。

多阶段时，各阶段发出的信号要有区别，以便司机辨认。

所有收发信号的地点，都要悬挂明显的信号牌。

（2）斜井内应设防止跑车装置。

（3）斜井上部和中部车场，须设阻车器或挡车栏。阻车器或挡车栏在车辆通过时打开，车辆通过后关闭。下部车场须设躲避硐。

《建材矿山安全规程》和《化学矿山安全规程》对此也作了同样的规定。

2. 一般要求和规定

（1）人车斜井每个车场应设人员等候室。

（2）应设人车场和存车场。人车场都设在井底车场和井口的适当位置；存车场一般选在地表或井下甩车场内。

（3）斜井井筒人车安全装置应与井筒轨道相适应，与人车型号相配套，见表1-2-51。

斜井人车技术数据　　表 1-2-51

人车型号		XRB15-6/6	XRB12-6/6-5	XRC10-6/6	XRC15-6/6	XRC15-7/6	XRC15-9/6	XRC20-9/6	人车型号含义说明
最大牵引力（kN）		60	60	60	60	60	60	60	X—斜井 R—人车 B—抱轨式制动 C—插爪式制动 10、12、15、20代表每节车乘坐人数 6/6、7/6、9/6其分子代表轨距(cd)，分母代表牵引力（t） S—首车 W—尾车
最大速度（m/s）		4	5	4					
巷道倾斜角度（°）		10～40		6～30					
弯道半径	水平方向(m)	12		12					
	垂直方向(m)	12		12					
转向架中心距(m)		1.3	3.3	3.2					
轨距（mm）		600	600	600		762	900	900	
乘载人数（个）		15	12	10	15	15	15	20	
净重(kg)	头车	2200	2100	1702	1756	1831	1937	1968	
	尾车	1000	1250	1821	1903	1975	2087	2074	
外形尺寸	长度(m)	3.950	4.700	4.970	4.970	4.970	4.970	4.970	
	宽度(m)	1.200	1.040	1.024	1.200	1.200	1.334	1.540	
	高度(m)	1.538	1.536	1.474	1.474	1.474	1.474	1.474	
组列后列车总长度的近似值（m）		二节头车三节挂车 21.110 二节头车二节挂车 16.840 二节头车一节挂车 12.580		三节组列 16.160 四节组列 21.750					
生产厂家		吉林市矿山机械厂							

2.8.4.2　人车斜井井筒布置

斜井井筒内，除设有人车轨道以外，尚应布设人行道、排水沟等设施。

人车场是人员上、下人车的人流集中的地方，要设乘车站台。站台宽不得小于1.0m，站台的长度应根据人车类型和数量而定，一般不小于一组人车的总长1.5～2.0倍。

在人车场一侧须留有宽1.0m高不小于1.8m的人行道。如井筒内铺设电缆，其悬挂高度和位置应保证不致受到车辆碰撞或压坏。

2.8.5　充　填　斜　井

2.8.5.1　概述

1．充填井的作用

在采用充填法，特别是采用胶结充填采矿法的矿山，大多数以管道输送方式输送充填物料。由于充填管路同其他管路相比，摩损快、事故多、拆卸和检修工作量大，为了保证生产，所以充填管子不宜安放在主、副井内。因而，专门建设一条用于充填工艺的充填井。

充填井可以在基建时期作为措施井，也可以在生产时期作为安全出入口或材料井、辅助通风使用。

2．充填斜井的优越性

充填斜井与充填竖井相比有如下优点：

（1）充填倍线（充填管路总长度与管路进出口垂直高差之比）比竖井的小，充填能力大。

（2）在自流输送条件下，一套制备系统服务的范围大。

（3）在斜井内安装、更换、维修管子比较方便。

（4）管路摩损相对要小，充填物料离析现象也比较轻。

2.8.5.2　充填斜井的位置选择

斜井位置主要应选在充填服务范围的适中部位，并根据充填制备站的要求和其他因素加以调整。

当充填斜井兼作回风井时，应采取安全措施，以免维修时危害工人。对于充填量大的矿山，由于充填管路的维修工作量大，最好不把充填斜井兼作回风井使用，如果采取多台风机管道式通风方式可不在此限。

充填斜井井口应处在充填材料来源充足或交通方便的位置，其标高应高于当地历年洪水位1.0m以上。

2.8.5.3　充填斜井断面布置和支护形式

1．充填管线布置和固定方式

1）管线布置

充填斜井中的充填用的主管线和冲洗管线不宜与电缆、电讯线布置在同一侧。若两条充填管子平行布置，管件突出部分最小间距应大于0.3m。

由于充填管内的起始压力常达0.6～0.7MPa（即6～7个大气压），管子的机械振动会影响托梁的稳定性，因此斜井内的管线布置要稳妥，管子的固定要牢固。

2）管子固定方式

（1）直接敷设于斜井底板

当斜井底板干燥，充填量较小，充填管路服务期限短和井筒内无提升任务的条件下，管子可以沿斜井底板敷设。这种敷设方式简单、方便、可靠。但不能合理的利用井筒断面，对管路维修、定期翻管、换位不方便。

（2）座墩或立柱架设

当充填量大，井筒服务年限长，充填管管内压力较大的情况下，充填管一般采用座墩或立柱架设。座墩或立柱可用不低于C15级混凝土浇筑，也可用砖石砌筑。

（3）悬臂梁架设

在斜井壁预埋型钢作为固定管子的托梁。托梁的埋置深度和型号，应根据作用在其上的总设计荷载及位置，按悬臂梁的计算方法选取。

此种方式不影响运输和行人，斜井断面利用率高，但材料消耗量大，对施工质量要求严格。

（4）吊挂式固定

在斜井顶板打锚杆或在斜井横断面一定高度（垂高不得小于1.6～1.8m）处架设横梁（即顶梁），管子直接固定在上面。

此种方式稳定性较差，维修不方便，除特殊情况外不宜采用。

2．支护形式

根据斜井内设有的检修人行道、材料运输线、管线布置形式及其固定方式进行充填斜井断面布置。

井筒支护应采用混凝土、料石或混凝土预制块等抗冲击、防水及耐火的材料砌筑，如岩石坚固稳定可以不支护。

第三章 平 巷（硐）

责任编写单位 秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院
参加编写单位 南昌有色冶金设计研究院
编 写 人 唐盛杰 董俊新 侯鹏翔

3.1 设计所需资料和一般规定

3.1.1 平巷设计所需资料

（1）工程地质和水文地质资料参见第一章竖井；
（2）平巷的服务年限、用途以及对通风、防火、卫生等方面的要求；
（3）运输设备类型、规格尺寸、坑内外运输的联系；
（4）平巷内的装备和管、缆的规格尺寸、数量及架设、检修要求；
（5）工业场地对平硐口的相对位置的要求；
（6）当地材料，特别是三材的供应与价格情况。

3.1.2 平巷设计一般规定

3.1.2.1 运输设备与支护之间的安全间隙

一般情况下可参见表1-3-1。

安全间隙表（mm） 表 1-3-1

运输设备	设备之间			与支护之间		
	冶金部门	建材部门	化工部门	冶金部门	建材部门	化工部门
有轨运输	≥300	≥250	≥300	≥300	≥250	≥300
无轨运输	—	—	—	≥600	—	≥600
皮 带	—	—	—	≥400	≥400	≥400

在采区装矿点，两列对开列车最突出部分之间的间隙，建材部门规定为不小于0.8m；在矿车摘挂钩处，两列对开列车最突出部分之间的间隙，建材部门规定为不小于0.8m，化工部门规定为不小于0.7m。

3.1.2.2 人行道设置与宽度

（1）运输巷的一侧，必须设置人行道。
（2）两条线路之间及溜口或卸矿口侧，禁止设置人行道。
（3）人行道尽量不穿越或少穿越线路。
（4）人行道有效宽度见表1-3-2。

人行道宽度表(mm) 表 1-3-2

部门	电机车		无轨运输	皮带	人力运输	人车停车处的巷道两侧	矿车摘挂钩处巷道两侧
	<14t	≥14t					
冶金部门	≥800	>800	≥1000	≥800	≥700	≥1000	≥1000
建材部门	≥800	≥800	≥1000	—	≥700	≥1000	—
化工部门	≥800	≥800	≥1000	—	—	≥1000	—

3.1.2.3 线路中心距

线路中心距应保证两列对开列车最突出部分之间的间隙不小于表1-3-1内所列数值，并应考虑设置渡线道岔的可能性。各种电机车、矿车的线路中心距见表1-3-3。

线路中心距表 表 1-3-3

运输设备		设备外形尺寸(mm)			轨距(mm)	中心距s(mm)
		长	宽	高		
井下矿用架线式电机车	1.5t	2420	920 1090 1220	1550	600 762 900	1250 1400 1550
	3t	2980	980 1150 1280	1550	600 762 900	1300 1450 1600
	6t	4500	1060 1230 1360	1600	600 762 900	1400 1550 1700
	10t	4800	1060 1230 1360	1600	600 762 900	1400 1550 1700
	14t	4900	1360	1600		1700
	20t	7390	1600	1700		1900
固定车箱式	YGC0.5(6)	1200	850	1000	600	1150
	YGC0.7 $\binom{6}{7}$	1500	850	1050	600 762	1150
	YGC1.2 $\binom{6}{7}$	1900	1050	1200	600 762	1350
	YGC2.0 $\binom{6}{7}$	3000	1200	1200	600 762	1500
	YGC4.0	3700	1330	1550	762 900	1650
	YGC10.0	7200	1500	1550	762 900	1800

续表

运输设备		设备外形尺寸(mm)			轨距(mm)	中心距s(mm)
		长	宽	高		
翻转车箱式	YFC0.5	1500	850	1050	600	1150
	YFC0.7	1650	980	1050	600 762	1300
	YFC1.2				900	
单侧曲轨侧卸式	YCC0.7	1650	980	1050	600	1300
	YCC1.2	1900	1050	1200	600	1350
	YCC2.0	3000	1250	1300	600 762	1550
	YCC4.0	3900	1400	1650	762 900	1700
	YCC6.0	5000	1800	1700	762 900	2100
底卸式	YDC4.0	3900	1600	1600	762	1900
	YDC6.0	5400	1750	1650	762 900	2050
	YDC10.0				900	

注：由电机车和矿车宽度决定的线路间距s，取其中最大值。

3.1.2.4　平巷最小高度

（1）用人力运输或无轨运输设备的平巷，其最小高度，从轨面（或巷道底板）算起不得小于1.8m。

（2）当采用木支护和钢筋混凝土预制支架时，平巷的高度应考虑100mm的下沉量。

（3）当采用架线式电机车运输时，平巷高度应满足滑触线悬挂高度的要求，滑触线悬挂高度（由轨面算起）的规定如下：

主要运输平巷，当电源电压小于500V时，其架线高度不低于1.8m；当电源电压为500V以上时，不低于2m。

井下调车场、架线式电机车道与人行道交岔点，当电源电压小于500V时，不低于2m（冶金部门和化工部门），当电源电压为500V以上时，不低于2.2m（冶金部门和化工部门），建材部门规定均为2.1m。

在井底车场，从井底到运送人员车场，不低于2.2m。

采用架线式电机车运输的平硐，矿车顶面距架线的距离不宜小于一个矿石最大块度的尺寸。

电机车的架线弓子到巷道拱顶（支架梁和主柱）的安全间隙，应符合表1-3-1中所列数值。

电机车架线悬挂在巷道一侧时，人行道应设在另一侧。

采用汽车运输时，汽车顶部至巷道顶板（支护）的距离应不小于0.6m（冶金部门）。

用蓄电池式电机车运输或用其他运输方式时，轨面至巷道顶板（支护）的高度不得小于1.9m（冶金部门）。

3.1.2.5 平巷弯道加宽

车辆在弯道上运行时，平巷宽度需要加宽，加宽值见表1-3-4。

弯道加宽值表（mm） 表 1-3-4

运输方式	内侧加宽	外侧加宽	线路中心距加宽
电机车运输	100	200	200
人力运输	50	100	100

在弯道与直线段巷道相接部分，应加宽，加宽段向直线段延伸的长度为：

$$L_1 \geqslant \frac{L+L_s}{2}$$

式中 L_1——延长长度，mm；

L——车辆长度，mm；

L_s——轴距，mm。

平巷交岔点处的巷道宽度也要相应的加宽，加宽处的墙高一般不变。

弯道加宽值也可按下式计算：

$$\left.\begin{aligned} \Delta_n &= \frac{L_s^2}{8R} \\ \Delta_m &= \frac{L^2-L_s^2}{8R} \\ \Delta_s &= \frac{L^2}{8R} \end{aligned}\right\} \qquad (1\text{-}3\text{-}1)$$

式中 Δ_n、Δ_m、Δ_s——分别为内侧、外侧及线路中心距加宽值，mm；

R——线路弯道半径，mm；

其他符号同前。

计算结果按50mm的倍数选取。

3.1.2.6 管、缆布置

1. 管道布置的一般要求

（1）管道应布置在人行道一侧，管子的架设一般采用托架、管墩及锚杆吊挂等方式，并要考虑检修的方便。

（2）在架线式电机车运输的平巷内，为防止电流腐蚀，管道应尽量避免沿平巷底板架设。

（3）管道与管道呈交岔或平行布置时，应保证管子之间有足够的更换距离。管子架设在平巷顶部时，应不妨碍其他设备的维修和更换。

2. 电缆布置的一般要求

（1）人行道一侧最好不敷设动力电缆。

（2）动力电缆和通讯电缆一般不要敷设在巷道的同一侧。如必须设在同一侧时，则应各自悬挂，且将动力电缆设置在通讯、照明电缆的下面。

（3）电缆与风水管路平行敷设时，电缆要悬挂在管路的下方，隔开300mm以上的距离，并应位于矿车倾翻轨迹弧线外侧的上方。

（4）电缆坠落时，严禁落在轨道或运输设备上。

（5）关于电缆与充填管、电机车架线、固定滑触线的横拉线和运输设备等的最小间距，应符合《冶金矿山安全规程》中第245条的规定，在保证安全生产的前提下选取。

（6）在不连续支护的巷道内，为防止电缆被落石砸断，应采用木钩或帆布带悬挂，其强度应保证当有落石情况，木钩或帆布带能被打断，而不致砸断电缆。

（7）敷设电缆时，两悬挂点的间距应不大于3m，两根相邻电缆的上下距离不得小于50mm。

（8）电缆到巷道顶板的距离一般不小于300mm，当有数根电缆时，一般不小于200mm。

3.1.2.7　轨枕与道床

矿用轨枕有木轨枕、钢筋混凝土轨枕；道床有道碴道床和整体道床。

1．轨枕

（1）木轨枕的规格尺寸见表1-3-5，铺设1km轨道枕木消耗量见表1-3-6。

木轨枕规格尺寸表　　表 1-3-5

轨型 (kg/m)	枕木厚 (mm)	顶面宽 (mm)	底面宽 (mm)	长度 (mm)		
				轨距600mm	轨距762mm	轨距900mm
5				1100		
8，9	100	100	100	1100	1250	
11，12，15，18	120	100	188	1200	1350	
22，24	130	100	210	1200	1350	
30，33	140	135	225	1200	1350	

注：9、12、22、30kg/m钢轨为YB(T)23-86新轨型。

铺设1km轨道枕木消耗量　　表 1-3-6

轨型	大于22kg/m						小于18kg/m					
钢轨长度（m）	8		7		6		8		7		6	
枕木间距标号	*A*	*B*	*A*	*B*	*A*	*B*	*A*	*B*	*A*	*B*	*A*	*B*
枕木间距（mm）	680	780	640	760	584	740	560	720	675	750	610	730
一节钢轨中枕木数（根）	11		10		9		12		10		9	
1km轨道的枕木数（根）	1375		1430		1503		1500		1430		1504	

注：表内*A*为钢轨接头处枕木间距，*B*为钢轨中间的枕木间距。

（2）钢筋混凝土轨枕的构造型式见图1-3-1，规格尺寸见表1-3-7

2．道床

1）道碴道床

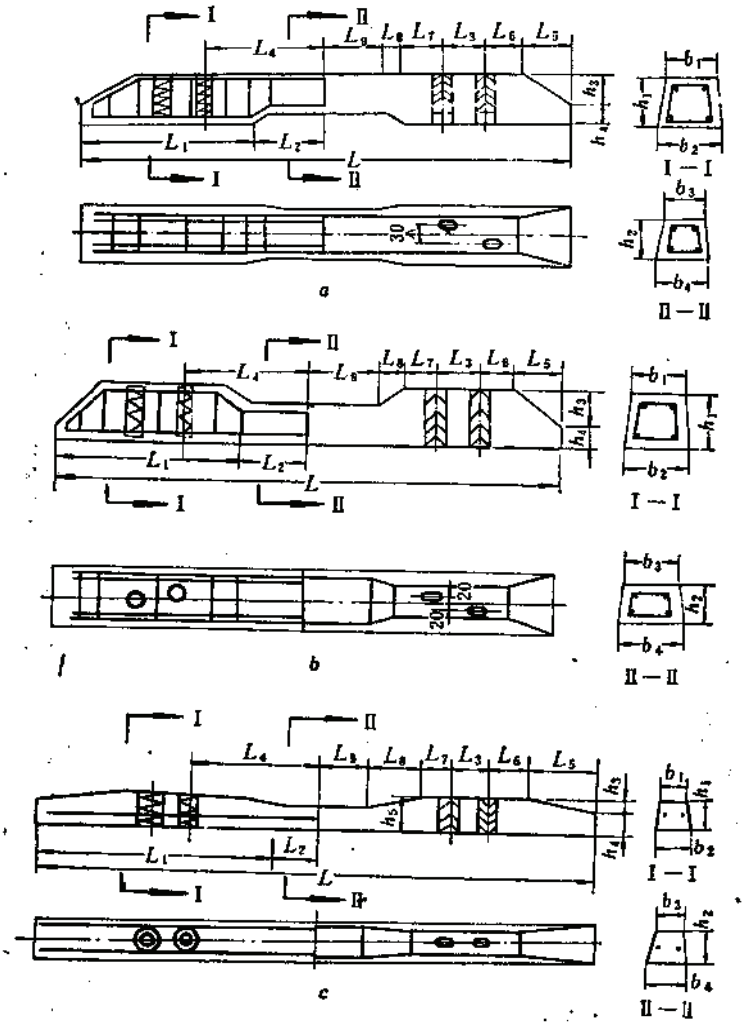


图 1-3-1 钢筋混凝土轨枕图

a—钢筋混凝土轨枕（Ⅰ型）；b—钢筋混凝土轨枕（Ⅱ型）；c—预应力钢筋混凝土轨枕

（1）水平及倾角小于10°的永久性铁道路基应铺以碎石或砾石道碴，轨枕下面的道碴厚度应不小于90mm，轨枕埋入道碴深度应不小于轨枕厚度的三分之二。

（2）碎石及卵石最大粒度为20～60mm，砾石为3～20mm。

（3）道碴坚固性系数f不小于5，即一般不易风化的坚硬岩石。

（4）路基上部宽度应超过轨枕50～100mm。

（5）道碴材料消耗量见表1-3-8。

2）整体道床

整体道床具有车辆运行平稳，维修工作量小，经营费较低，服务年限长，能提高行车速度等优点。但施工质量要求严格，造价高。

应用条件：大中型矿山主溜井装矿闸门硐室内的轨道、钢绳皮带（普通胶带）道、大中型矿山马头门处的轨道等，均可考虑采用整体道床。

整体道床及扣件、连接型式见第二章。

钢筋混凝土轨枕表　　表 1-3-7

型号	轨距 (mm)	机车车辆重 (t)	钢轨 (kg/m)	枕距 (mm)	尺寸 (mm) L	L_1	L_2	L_3	L_4	L_5	L_6	L_7	L_8	L_9
Ⅰ型	*762	10	18	700	1350	525	150	104	349	130	92	199	50	100
Ⅱ型	*600	3	11～15	700	1200	400	150	91	275	100	84	71	54	150
	*600	10	18	700	1200	400	150	94	275	100	81	75	50	150
	*762	10	18	700	1350	485	190	104	349	130	92	109	50	190
	*900	20	24	700	1700									330
	*900	20	38	700	1700									330
预应力	**600	≤10	15～18	700	1200	500	100	95	282	130	93	92	90	100

型号	尺寸 (mm) b_1	b_2	b_3	b_4	h_1	h_2	h_3	h_4	h_5	钢材 钢号	(kg)	混凝土 (m³)	(kg)	强度等级
Ⅰ型	150	210	150	190	150	100	100	50		A_5	3.93	0.033		C30
Ⅱ型	120	140	126	140	130	91	80	50		A_5	1.57	0.015		C30
	160	180	166	188	130	91	80	50		A_5	2.25	0.021		C30
	180	200	186	200	150	105	100	50		A_5	3.88	0.032		C30
	170	200	140	160	145	110	95	50		A_5	12.85		68	C30
	170	200	140	180	145	110	95	50		A_5	13.39		68	C30
预应力	100	140	112.2	140	115	80	35	80	108	45锰硅钒或40硅2钒	1.68	0.0145		C40

注：1.表中所有尺寸见图1-3-1。
2.*为原煤炭工业部标准设计标67-460(3)资料。
3.**为北京煤炭设计研究院设计资料，图号YS1023-450-00，每根轨枕质量为36.2kg。
4.新型钢轨YB(T)23-86可参考此表，按轨距、轨宽选取。

道碴消耗量表 (m³/km)　　表 1-3-8

轨型 (kg/m)	轨距 600mm	轨距 762 (750) mm
9、11、12、15	260	275
18	275	290
22、24、30	285	315

注：9、12、22、30kg/m为YB(T)23-86新轨型。

3. 平巷底板到轨面的高度

平巷底板到轨面的高度为：

$$\left.\begin{aligned} h_6 &= h_4 + h_5 \\ h_4 &= h_g + h_t + \frac{1}{3}h_c \\ h_5 &= \frac{2}{3}h_c + h_d \end{aligned}\right\} \qquad (1\text{-}3\text{-}2)$$

式中　h_6——平巷底板到轨面的高度，mm；

h_4——道碴面至轨面的高度，mm；

h_5——道碴厚度，mm；

h_g——钢轨高度，mm；

h_1——垫片厚度，mm；

h_c——轨枕厚度，mm；

h_d——轨枕下面道碴厚度，电机车运输时，h_d≥90mm；人力运输时，h_d≥50mm。

平巷底板到轨面的高度h_0可查表1-3-9。

平巷底板到轨面高度h_0表（mm） 表 1-3-9

轨型（kg/m）		8、9	11、12	15	18	22，24 30
轨枕	钢筋混凝土	320（260）	320（270）	350	350	400
	木材	300（250）	320（270）	320	320	350

注：1. 括号内尺寸系人力运输的h_0值。
2. 9、12、22、30kg/m为YB(T)23-86新轨型。

4. 隧道内轨面到道碴层底面的高度

隧道内轨面到道碴层底面的高度见表1-3-10。

轨面到道碴层底面的高度表 表 1-3-10

正线轨道类型		重型	次重型		中型		轻型	
最高行车速度（km/h）		≥120	120		100		70	
隧道长度（km）			>1	≤1	>1	≤1	>1	≤1
钢轨（kg/m）		60	60	50	50	43	43	38
钢轨顶面到轨枕底面的高度h_0	钢轨高度h_1（mm）	176	176	152	152	140	140	134
	垫板高度h_2（mm）	10	10	10	10	10	10	10
	轨枕高度h_3（mm）	200	200	200	200	200	200	200
	$h_0=h_1+h_2+h_3$	386	386	362	362	350	350	344
	采用的h_0	400	400		400	350	350	
道床厚度（mm）		350	300		300～250		250	
轨面到道碴层底面的高底（mm）		750	700		700～600		600	

注：该表选自《铁路工程设计技术手册》"隧道"，人民铁路出版社，1978年6月。

通风巷道断面确定后，必须根据允许通过的最高风速进行验算，见第一章1.1.1风井。

3.1.2.8 相邻巷道最小间距

相邻巷道的最小间距尺寸与围岩的地质条件、埋置深度、断面尺寸、施工方法及先后顺序等因素有关。设计时，可参考工程实例和有关规定来确定。

（1）我国铁道部《铁路工程技术规范》中规定两相邻单线隧道间的最小净距见表1-3-11。

（2）我国原国家建委建筑研究院编《岩石地下建筑技术措施》中规定的两相邻硐间岩体最小宽度见表1-3-13。

两相邻单线隧道间的最小净距表　　表 1-3-11

围岩类别	Ⅵ	Ⅴ～Ⅳ	Ⅲ	Ⅱ	Ⅰ
最小净距（m）	(1.5～2.0) B_t	(2.0～2.5) B_t	(2.5～3.0) B_t	(3.0～5.0) B_t	>5.0B_t

注：1.B_t为隧道开挖断面的宽度(m)。
2.隧道采用特殊施工方法（如加固地层法，盾构开挖法等），表中数值适当增减。
3.围岩分类见表1-3-12。

铁路隧道围岩分类表　　表 1-3-12

类别	围岩主要工程地质条件		围岩开挖后的稳定状态（单线）	衬砌类型及主要结构尺寸（单线）	支撑类型及间距（单线）
	主要工程地质特征	结构特征和完整状态			
Ⅵ	硬质岩石（饱和抗压极限强度 R_b>600kg/cm²）；受地质构造影响轻微，节理不发育，无软弱面（或夹层）；层状岩层为厚层，层间结合良好	被切割呈巨块状整体结构	围岩稳定，无坍塌，可能产生岩爆	1.不衬砌，不防护 2.喷水泥砂浆防护 3.喷混凝土衬砌	一般不需支撑
Ⅴ	硬质岩石（R_b>300kg/cm²）；受地质构造影响较重，节理较发育，有少量软弱面（或夹层）和贯通微张节理，但其产状及组合关系不致产生滑动，层状岩层为中层或厚层，层间结合一般，很少有分离现象，或为硬质岩石偶夹软岩 软质岩石（R_b≈300kg/cm²）；受地质构造影响轻微，节理不发育，层状岩层为厚层，层间结合良好	被切割呈大块状砌体结构 被切割呈巨块状整体结构	长时间会出现局部小坍塌，侧壁稳定，层间结合差的平缓岩层，顶板易坍落	1.喷混凝土衬砌或锚杆喷混凝土衬砌，必要时增设金属网 2.拱顶厚20～30cm的半衬砌，直墙衬砌或柱式，连拱式等花边墙衬砌	部分支撑或锚杆支护
Ⅳ	硬质岩石（R_b>300kg/cm²）；受地质构造影响严重，节理发育，有层状较弱面（或夹层），但其产状及组合关系尚不致产生滑动；层状岩层为薄层或中层，层间结合差，多有分离现象；或为硬，软质岩石互层 软质岩石（R_b=50以上～300kg/cm²），受地质构造影响较重，节理较发育；层状岩层为薄层，中层或厚层，层间结合一般	被切割呈块（石）碎（石）状镶嵌结构 被切割呈大块状砌体结构	拱部无支撑时可产生小坍塌，侧壁基本稳定，爆破震动过大易坍	1.拱顶厚30～40cm直墙式衬砌或柱式、连拱式等花边墙衬砌 2.拱顶厚30～40cm的大拱脚薄边墙（20～25cm）衬砌 3.锚杆喷混凝土衬砌或锚杆金属网喷混凝土衬砌	需支撑。支撑间距1.0～1.2m，距开挖面不支撑的距离不大于5～10m

续表

类别	围岩主要工程地质条件		围岩开挖后的稳定状态（单线）	衬砌类型及主要结构尺寸（单线）	支撑类型及间距（单线）
	主要工程地质特征	结构特征和完整状态			
Ⅱ	硬质岩石（R_b>300kg/cm²）；受地质构造影响很严重，节理很发育；层状软弱面（或夹层）已基本被破坏 软质岩石（R_b=50以上～300kg/cm²）；受地质构造影响严重，节理发育 土：1.略具压密或成岩作用的粘性土及砂类土 2.老黄土 3.一般泥质胶结的碎、卵石土 4.大块石土	被切割呈碎石状压碎结构 被切割呈块（石）碎（石）状镶嵌结构 1、2呈大块状压密结构；3呈巨块状整体结构；4呈堆石状松散结构	拱部无支撑，可产生较大的坍塌，侧壁有时失去稳定	拱顶厚40～50cm的直墙式或曲墙式衬砌（用先拱后墙法施工时，拱脚可适当加厚，以防止下沉），必要时设仰拱	需支撑。支撑间距0.8～1.0m支撑需紧跟开挖面
Ⅲ	石质围岩位于挤压强烈的断裂带内，裂隙杂乱，呈石夹土或土夹石状 一般第四系的可塑的粘性土及稍湿至潮湿的非粘性土（包括一般碎、卵、砾石土）及新黄土	围岩呈角（砾）碎（石）状松散结构 非粘性土呈松散结构；粘性土及新黄土呈松软结构	围岩易坍塌，处理不当会出现大坍塌，侧壁经常小坍塌，浅埋时易出现地表下沉（陷）或坍至地表	拱顶厚50～60cm的曲墙带仰拱混凝土衬砌	需加强支撑，支撑间距0.6～0.8m，并用背板支护，必要时随挖随支
Ⅳ	石质围岩位于挤压极强裂的断裂带内，呈角砾、砂、泥松软体 软塑状粘性土及潮湿的粉细砂等	围岩呈泥砂角砾状松软结构 粘性土呈易蠕动的松软结构；砂性土呈潮湿的松散结构	围岩极易坍塌变形，有水时土砂常与水一齐涌出，浅埋时易坍至地表	1.拱顶厚50～60cm带仰拱的刚性骨架混凝土衬砌或钢筋混凝土曲墙衬砌 2.拱顶厚60～70cm的曲墙带仰拱的混凝土衬砌	密排木支撑或间距小于0.8m的金属支撑（可用作混凝土衬砌骨架）。必要时先护后挖。

两相邻硐间岩体最小宽度表 表 1-3-13

围岩类别	甲，乙	丙	丁
最小宽度（m）	(0.8～1.2) B_1	(1.2～2.0) B_1	(2.0～3.0) B_1

注：B_1为毛硐跨度（m），当毛硐墙高大于毛硐跨度时，取墙高值。

（3）我国水电部门规定，地下硐相邻的间距，一般约大于两倍以上毛硐宽度（中等坚硬以上岩层），如相邻隧道间距只有毛硐宽度的一倍，在支护上应采取一定的加固措施。

（4）《地下结构设计手册》介绍的间壁尺寸：当开挖跨度为5～8m时（单线隧道），坚硬整体岩层不宜小于10～15m；中等岩层（包括原生黄土）不宜小于15～20m，松散地层不宜小于20～30m。

（5）日本隧道工程有关资料。

当岩体为完全弹性体时，相邻巷道距离约为毛硐宽度的两倍；在粘土等软岩层中若超过5倍，就几乎没有什么影响了。

上述推荐的五种规定，以《地下结构设计手册》的规定更为适宜于矿山。

3.1.3 隧道设计一般规定

3.1.3.1 工业企业标准轨距铁路隧道

（1）确定隧道位置时，应充分了解隧道地区的工程地质和水文地质情况，尽量避开不良地质地区，使隧道修建在稳固地层中。当隧道通过不良地质地区时，必须掌握足够的设计资料，采取有效措施，保证施工和运营安全。

（2）隧道一般多为永久性建筑物，其内部轮廓应符合现行的《工业企业标准轨距铁路设计规范》规定的隧道建筑限界，见图1-3-2。

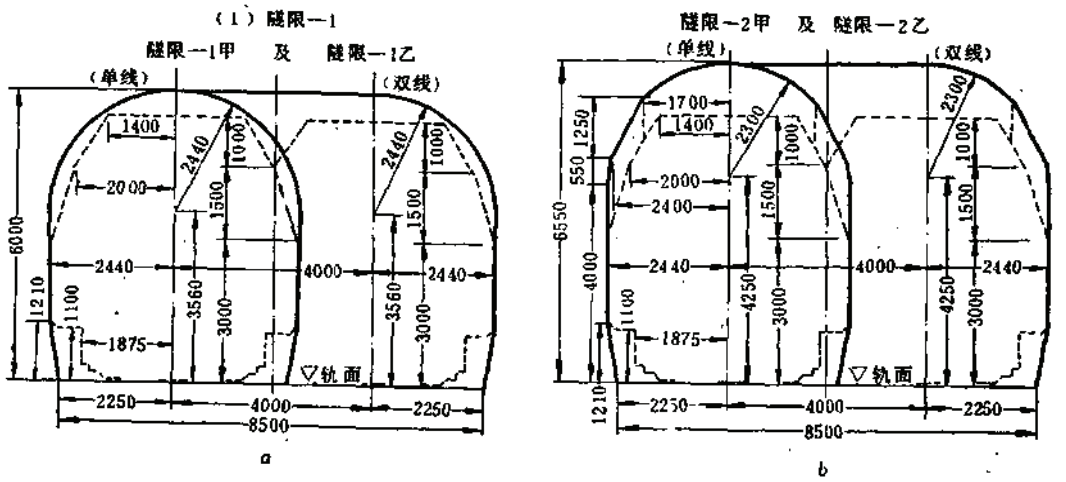


图 1-3-2　标准轨距铁路隧道建筑限界

a—隧限—1（蒸汽及内燃牵引区段），b—隧限—2乙（电力牵引区段），-·-·-直线建筑接近限界，——隧道建筑限界

曲线隧道加宽值计算：

$$\left.\begin{aligned} W_1 &= \frac{40500}{R} + \frac{H}{1500}h \\ W_2 &= \frac{44000}{R} \\ W &= W_1 + W_2 = \frac{84500}{R} + \frac{H}{1500}h \end{aligned}\right\} \qquad (1\text{-}3\text{-}3)$$

式中　W_1、W_2——分别为曲线内侧、曲线外侧加宽值，mm；

W——曲线内外侧加宽之和，mm；

R——曲线半径，m；

H——计算点自轨面算起的高度，mm；

h——外轨超高，按外轨最大超高125mm计算。

（3）隧道内的坡度可为单面坡或双面坡，其坡度一般不小于3‰，在特殊条件下也不得小于2‰。地下水发育的长隧道宜用双面坡道。

（4）选择隧道硐口位置时，应根据地形、地质条件，着重考虑仰坡和边坡的稳定，不宜将硐口设在地质不良、排水困难的沟谷低洼处或不稳定的悬崖陡壁下。

（5）隧道如需支护时，其结构类型可根据表1-3-12按围岩类别、施工条件和方法等，通过工程类比和结构计算确定。在有明显偏压或很大压力的地层中，应分别采用偏压支护结构或特殊支护结构。

（6）在隧道两侧边墙上应交替设置避车硐。大避车硐宽4m，深2.5m，高2.8m，每侧相隔300m设置一个。在大避车硐之间，每隔60m设置一个宽2m、深1m、高2.2m的小避车硐。隧道长度小于300m时，可不设大避车硐；300～400m时，可在隧道中间设一个大避车硐。

（7）所有隧道必须对地表水和地下水作妥善治理，并应采取以排为主，截、堵、排相结合的综合治理措施。除长年干燥的短隧道外，隧道内均应设置排水沟。

3.1.3.2 矿山窄轨铁路隧道

（1）确定隧道断面时，应确保隧道周边任何一点均在窄轨铁路建筑限界轮廓以外，并应考虑建筑物施工误差及使用过程中可能发生的变动。设计隧道拱部时，要考虑机车排烟所需的间隙。必须通过管线时，管线可设于建筑限界以外，隧道轮廓线以内。

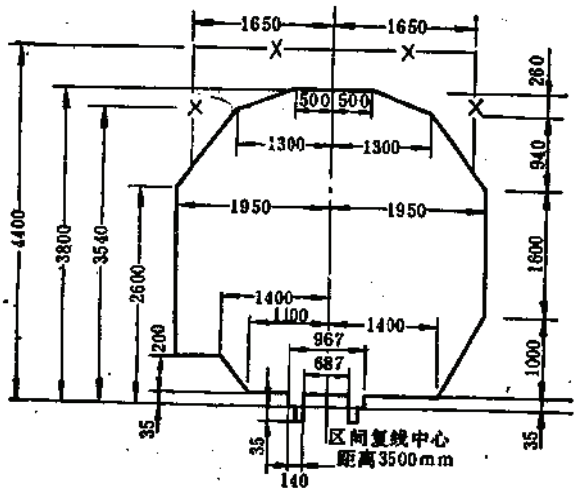


图 1-3-3 建限—1窄轨（蒸汽、内燃机车）铁路建筑限界

——×——一跨线桥（公路、铁路、人行）的限界；

————一隧道建筑限界

（2）762mm轨距（蒸汽、内燃机车）铁路建筑限界见图1-3-3。

曲线隧道加宽值计算：

$$\left.\begin{aligned} W_1 &= \frac{l^2}{8R}\times 1000+\frac{H}{800}h \\ W_2 &= \frac{L^2-l^2}{8R}\times 1000 \\ W &= W_1+W_2=\frac{L^2}{8R}\times 1000+\frac{H}{800}h \\ l &= \frac{L}{\sqrt{2}} \end{aligned}\right\} \qquad (1\text{-}3\text{-}4)$$

式中 H——计算点自两钢轨轨顶最高点连接线上起算的垂直高度，mm；

h——外轨超高，mm；

L——车体长度，如该线路采用标准车长时，则 $L=14$m；如采用两个台车跨装木材时，则 $L=25$m；

l——转向架或台车中心销距，m；

其他符号同前。

（3）600mm、900mm轨距（各类型机车）、762mm轨距（电力机车）铁路建筑限界见图1-3-4。

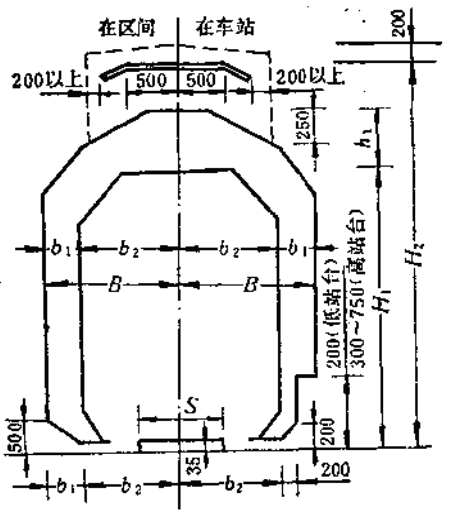


图 1-3-4　窄轨（蒸汽、内燃、电力机车）铁路建筑限界

——600、900mm轨距蒸汽、内燃机车基本建筑限界；------600、762、900mm轨距电力机车基本建筑限界；b_1—500mm安全间隙；b_2—$\frac{1}{2}$机车或车辆最大宽度（mm）；B—b_1与b_2之和，mm；S—轨距（mm）；h_1—距易燃烧的建筑物为700mm，距耐火建筑物为350mm；H_1—机车或车辆最大高度(mm)；H_2—受电弓子高度(mm)

曲线隧道加宽计算：

$$\left.\begin{aligned} W_1 &= \frac{l^2}{8R}\times 1000+\frac{H}{S_1}h \\ W_2 &= \frac{L^2-l^2}{8R}\times 1000 \\ W &= W_1+W_2=\frac{L^2}{8R}\times 1000+\frac{H}{S_1}h \\ l &= \frac{L}{\sqrt{2}} \end{aligned}\right\} \qquad (1\text{-}3\text{-}5)$$

式中　H——计算点距轨面的高度，mm；

h——外轨超高，取65mm；

L——车体长度，m；

l——转向架中心销距，m；

S_1——两轨中心距，600、762、900mm轨距分别采用640、800、950mm；

其他符号同前。

（4）区间直线地段两相邻线路中心线间距，762mm轨距，蒸汽、内燃机车牵引的铁路为3.5m；其他按机车宽加0.5m或按车辆宽加0.7m计算，取其大者。

曲线地段还应按表1-3-14规定加宽。

曲线线间距加宽值表（mm） 表 1-3-14

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

3.1.3.3 厂矿公路隧道

（1）隧道净空：当计算车宽小于或等于2.5m时，双车道路面的隧道净宽一般采用7m；单车道路面的隧道净宽一般采用4.5m。隧道的净空尺寸应符合图1-3-5、表1-3-15的规定。当计算车宽大于2.5m时，隧道净空尺寸根据车型确定。

（2）隧道内设置人行道，应根据具体情况在一边或两边设置；如不设置人行道，应视具体情况设置避车硐。

（3）单车公路的隧道，可视隧道的长短，在硐内或硐口两端设置错车道，见图1-3-6。

（4）隧道内应尽量避免设置平曲线，如必须设置时，其半径不宜小于表1-3-16、表1-3-17内所规定的数值。隧道在转弯处和纵断面变坡处的视距应符合表1-3-16、表1-3-18和表1-3-19的规定。

隧道内的纵坡不应小于0.3%，并不大于3%，长度在50m以内的隧道，其纵坡不受此限。

（5）柔性路面，根据路面材料组成，施工条件及基础情况的不同，各种路面结构层

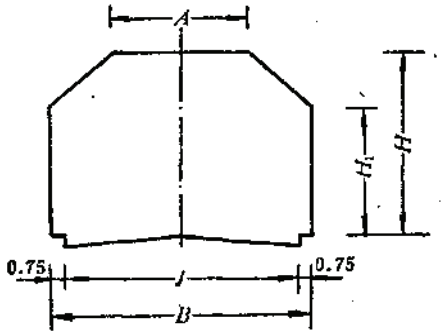


图 1-3-5　隧道净空尺寸图

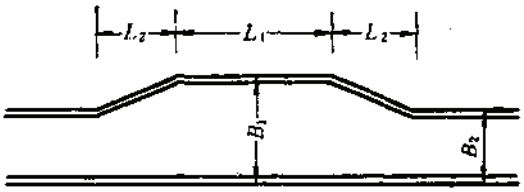


图 1-3-6　错车道图

L_1—通行车辆中的最大车长加5m；L_2—渐宽长度，不小于10m；B_1—双车道路基宽度(m)；B_2—单车道路基宽度（m）。

隧道净空尺寸表　　表 1-3-15

线路类型	净空尺寸（m）				
	J	B	A	H	H_1
净—7	7	8.5	6.0	5.0	3.5
净—4.5	4.5	6.0	3.5	4.5	3.0

注：B值可视人行道的情况予以变更，当不设人行道时$B=J$。

厂外公路、厂内道路不设超高的平曲线半径、厂外公路视距表　　表 1-3-16

公路等级	一	二		三		四	
地形		平原微丘	山岭重丘	平原微丘	山岭重丘	平原微丘	山岭重丘
不设超高的平曲线半径(m)	2000	1000	250	500	150	250	100
停车视距（m）	150	100	50	75	30	50	20
会车视距（m）	—	200	100	150	60	100	400

露天矿山公路不设超高的平曲线半径表　　表 1-3-17

公路等级	一	二	三
不设超高的平曲线半径（m）	≥250	≥150	≥100

的最小厚度一般不小于表1-3-20的规定。

厂内道路视距表 表 1-3-18

视距类别	视距（m）
会车视距	30
停车视距	15
交岔口停车视距	20

注：1. 当受条件限制，无法采用会车视距时，可采用停车视距，但必须设置分道行驶的标志或反光镜等设施。
2. 当受条件限制时，交岔口的视距可采用15m。

露天矿山公路视距表（m） 表 1-3-19

视距类别	公路等级		
	一	二	三
停车视距	50	30	20
会车视距	100	60	40

路面结构层的最小厚度 表 1-3-20

结构层名称		层位	最小厚度（cm）	说明
1		2	3	4
沥青混凝土	细粒式	面层	3.0	双层式的上层为细粒式时，其最小厚度为2cm
	中粒式	面层	3.5	
	粗粒式	面层	5.0	
厂拌黑色碎石		面层	2～5	视混合料的粒度而定
沥青（渣油）黑色碎石		面层	4	
沥青（渣油）贯入式碎石		面层	4	
沥青（渣油）表面处理	单层式	面层	1.0	采用拌合法施工，其最小厚度为1.5cm
	双层式	面层	1.5	
	三层式	面层	2.5	
整齐石块		面层	10～12	
半整齐、不整齐石块		面层	10～12	
泥结碎（砾）石		面层或基层	6	
级配砾（碎）石		面层或基层	6	
小结碎石		面层或基层	6	
泥灰结碎（砾）石		基层	6	
级配砾（碎）石掺灰		基层	6	
手摆片石		基层	12～16	

续表

结构层名称	层　　位	最小厚度(cm)	说　　明
1	2	3	4
石灰土	基层或垫层	8，15	
二渣、三渣、二渣土、三渣土	基层或垫层	8，15	
砂、砂砾、煤渣	垫　　层	15	

注：1. 最小厚度均指压实厚度，未包括封层、砂土磨耗层和松散保护层在内。
2. 表内未列的其他结构层的最小厚度，可根据当地经验确定。

3.2 平巷断面设计

3.2.1 平巷净宽度的确定

平巷净宽度B_0主要取决于运输设备的宽度、运输设备之间、运输设备与支护之间的安全间隙、人行道宽度、通过大件的宽度、管、缆敷设以及通风、施工等方面要求来确定。

弯道部分的加宽值见3.1节。

计算后的平巷净宽按50mm的倍数向上选取。

3.2.2 平巷高度的确定

平巷的高度按架线要求、管道架设要求、人行道要求以及通过大件的高度等来确定。

3.2.2.1 按架线要求计算墙高

（1）三心拱巷道，见图1-3-7*a*。

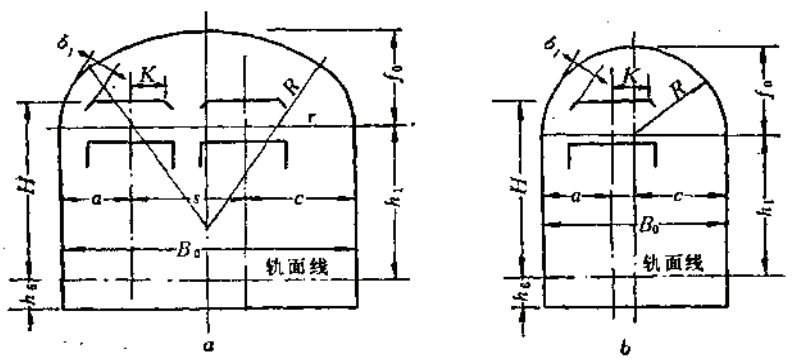


图 1-3-7　计算墙高图

a—三心拱巷道，*b*—半圆拱巷道

当$\frac{r-a+K}{r-b_1}\geqslant 0.55$时

$$h_1=H-\sqrt{(r-b_1)^2-(r-a+K)^2} \tag{1-3-6}$$

当$\frac{r-a+K}{r-b_1}<0.55$时

$$h_1=H-f_0+R-\sqrt{(R-b_1)^2-\left(\frac{B_0}{2}-a+K\right)^2} \tag{1-3-7}$$

式中 r——三心拱的小半径，mm；

R——三心拱的大半径，mm；

a——非人行道一侧线路中心至墙的距离，mm；

K——电机车架线弓宽度之半，一般按$2K=800\sim900$mm计算；

h_1——从轨面算起巷道墙高，mm，

H——从轨面算起电机车的架线高度，mm；

f_0——拱矢高，mm；

b_1——运输设备与支护之间的安全间隙（mm）查表1-3-1；

B_0——巷道净宽，mm。

（2）半圆拱巷道，见图1-3-7b，计算为

$$h_1=H-\sqrt{(R-b_1)^2-\left(\frac{B_0}{2}-a+K\right)^2} \tag{1-3-8}$$

式中 R——半圆拱半径，mm；

其他符号同前。

（3）圆弧拱巷道为

$$h_1=H-f_0+R-\sqrt{(R-b_1)^2-\left(\frac{B_0}{2}-a+K\right)^2} \tag{1-3-9}$$

式中 R——圆弧拱半径，mm；

其他符号同前。

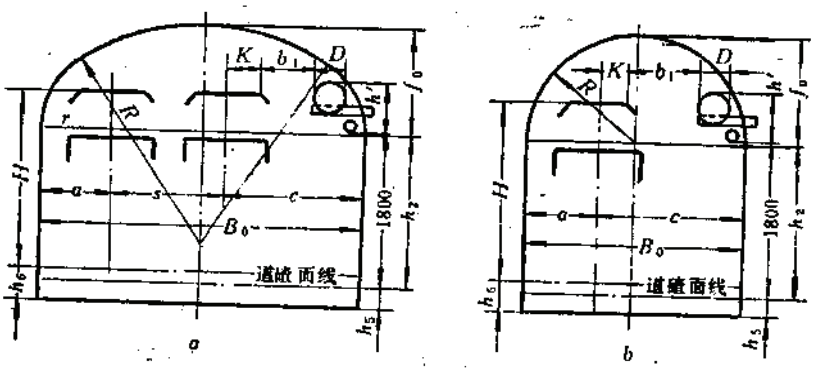


图 1-3-8 计算墙高图

a—三心拱巷道，b—半圆拱巷道

3.2.2.2 按管道架设要求决定墙高

管道法兰盘最下边应满足1800mm的人行道高度要求，架线电机车的架线弓子与管道的距离应满足安全间隙的要求。

（1）三心拱巷道，见图1-3-8*a*。其计算如下：

$$h_1=1800+h'-h_4-\frac{D}{2}-\sqrt{\left(r-\frac{D}{2}-b'\right)^2-\left(K+b_1+\frac{D}{2}-c+r\right)^2} \quad (1\text{-}3\text{-}10)$$

式中　h'——管路占用的垂直距离，mm；

D——管道法兰盘直径，mm；

c——在人行道一侧的线路中心至墙的距离，mm；

b'——管道法兰盘与支护间间隙，当管道直径d在250mm＞d＞150mm时，可取$b'=0$；当$d\geqslant250$mm时，可取$b'=50$mm；

其他符号同前。

（2）半圆拱巷道，见图1-3-8*b*，其计算为

$$h_1=1800+h'-h_4-\frac{D}{2}-\sqrt{\left(R-b'-\frac{D}{2}\right)^2-\left(K+b_1+\frac{D}{2}-c+r\right)^2} \quad (1\text{-}3\text{-}11)$$

式中符号同前。

（3）圆弧拱巷道：

$$h_1=1800-h_4+h'-\frac{D}{2}+R-f_0-\sqrt{\left(R-b'-\frac{D}{2}\right)^2-\left(\frac{B_0}{2}-c+K+b_1+\frac{D}{2}\right)^2} \quad (1\text{-}3\text{-}12)$$

式中符号同前。

3.2.2.3　按人行道要求决定墙高

非架线式电机车运输、无管、缆架设的巷道，在人行道有效宽度内，其净高不应小于1800mm（从水沟盖板顶面算起）。

若有两种以上情况时，计算墙高应取其大值，并按10mm的倍数向上选取。

3.2.3　断　面　计　算

（1）拱形几何参数，见图1-3-9和表1-3-21。

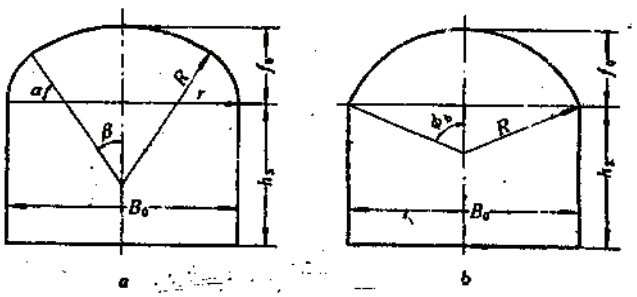


图 1-3-9　拱形几何参数图

a—三心拱断面；*b*—圆弧拱断面

（2）梯形断面计算表，见图1-3-10和表1-3-22。

拱形几何参数表 表 1-3-21

结构型式	项目		几何参数		
			$f_0=\frac{1}{3}B_0$	$f_0=\frac{1}{4}B_0$	$f_0=\frac{1}{5}B_0$
三心拱	α	弧度	0.982794	1.107149	1.190290
		角度	56°18′36″	63°26′06″	68°11′55″
	β	弧度	0.588003	0.463648	0.380506
		角度	33°41′24″	26°33′54″	21°48′05″
	R		$0.691898B_0$	$0.904509B_0$	$1.128887B_0$
	r		$0.260957B_0$	$0.172746B_0$	$0.128445B_0$
	f_0		$0.333333B_0$	$0.25B_0$	$0.2B_0$
	S		$1.326610B_0$	$1.221258B_0$	$1.184871B_0$
圆弧拱	φ_b	弧度	1.176005	0.927295	0.761013
		角度	67°22′48″	53°07′48″	43°36′10″
	R_1		$0.541667B_0$	$0.625B_0$	$0.725B_0$
	f_0		$0.333333B_0$	$0.25B_0$	$0.2B_0$
	S		$1.274006B_0$	$1.159119B_0$	$1.103469B_0$

注：S—拱弧长。

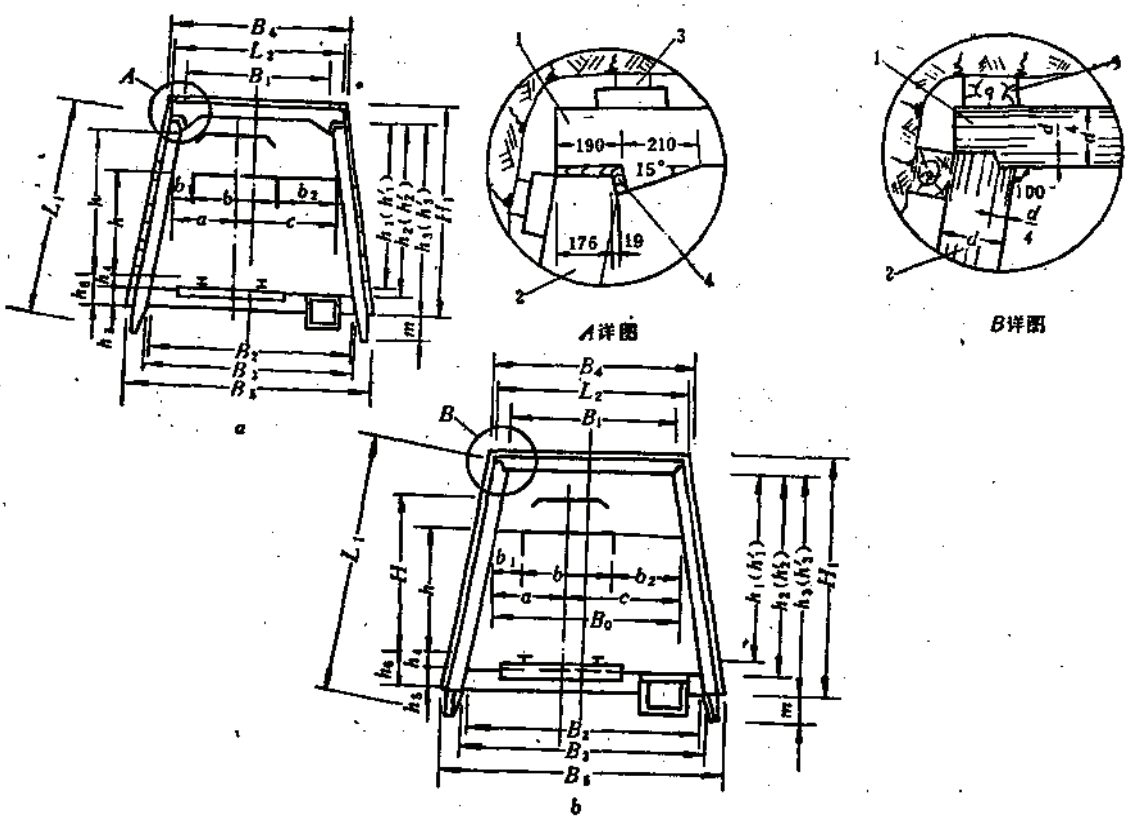


图 1-3-10 梯形断面图

a—钢筋混凝土支架；b—木支架；1—顶梁；2—立柱；3—防腐木楔；4—木垫板；5—角楔

梯形断面计算表　　表 1-3-22

项目名称	符号或计算公式
从轨面算起电机车（矿车）高度（mm）	h
从轨面算起巷道沉实后的净高度（mm）	h_1
从轨面算起巷道沉实前的净高度（mm）	$h_1' = h_1 + 100$
从道碴面算起巷道沉实后的净高度（mm）	$h_2 = h_1 + h_4$
从道碴面算起巷道沉实前的净高度（mm）	$h_2' = h_2 + 100$
从底板算起巷道沉实后的净高度（mm）	$h_3 = h_2 + h_5$
从底板算起巷道沉实前的净高度（mm）	$h_3' = h_3 + 100$
从底板算起巷道设计掘进高度（mm）	$H_1 = h_3' + d + h_n$
支架立柱倾角（°）	$\alpha = 80°$
支架立柱斜长　木支架时（mm）	$L_1 = (h_3 + 250 + 0.5d)/\sin\alpha$
预制支架时（mm）	$L_1 = (h_3 + 250)/\sin\alpha$
在 h 高度处人行道宽度（mm）	b_2
在 h 高度处非人行道一侧的安全间隙（mm）	b_1
巷道的净宽度　单轨（mm）	$B_0 = a + c = b_1 + b + b_2$
双轨（mm）	$B_0 = a + s + c = b_1 + 2b + m + b_2$
无运输设备（mm）	$B_0 = (B_1 + B_2)/2$
巷道顶梁处的净宽度（mm）	$B_1 = B_0 - 2(h_1 - h)\,\mathrm{ctg}\alpha$
巷道道碴面处的净宽度（mm）	$B_2 = B_0 + 2(h + h_4)\,\mathrm{ctg}\alpha$
巷道底板处的净宽度（mm）	$B_3 = B_0 + 2(h + h_5)\,\mathrm{ctg}\alpha$
顶梁长度（mm）	$L_2 = B_1 + 2d$
巷道顶板的掘进宽度（mm）	$B_4 = L_1 + 2d + 2h_n$
巷道底板掘进宽度（mm）	$B_5 = B_3 + 2d + 2h_n$
巷道净断面积（m^2）	$S_0 = (B_1 + B_2)h_2/2$
巷道掘进断面积（m^2）	$S_h = (B_4 + B_5)H_1/2$
巷道净周长（m）	$P = B_1 + B_2 + 2h_2/\sin\alpha$
每米巷道支护体积（m^3）	$(2V_{L_1} + V_{L_2})(n+1)$

注：1. h_n为背板厚度（mm）；d为顶梁（立柱）直径（mm）；n为每米支架数。
2. V_{L_1}、V_{L_2}分别为长度L_1、L_2木材体积（m^3）。
3. 计算断面积、净周长、支护体积时，各个参数以米为单位。

（3）三心拱断面计算表，见图1-3-11和表1-3-23。

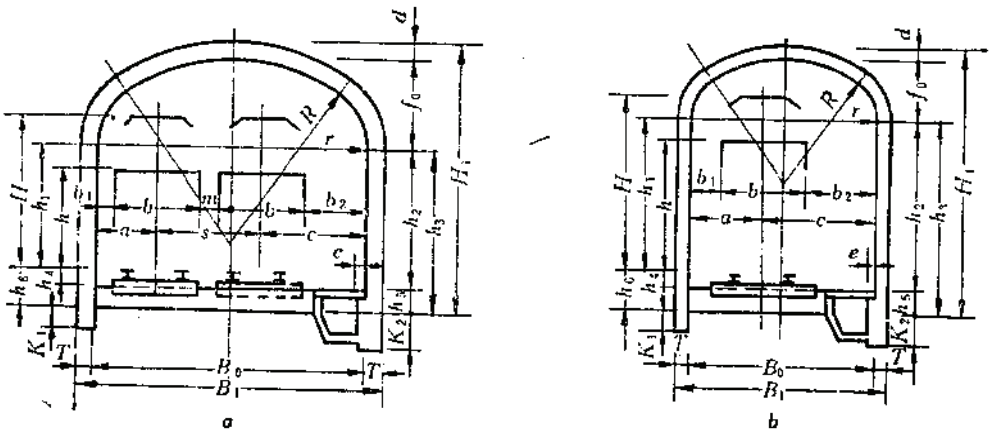


图 1-3-11　三心拱断面图

a—双轨巷道；b—单轨巷道

三心拱断面计算表 表 1-3-23

项目名称			符号或计算公式
从轨面算起电机车（矿车）高度（mm）			h
从轨面算起巷道墙高（mm）			h_1
从道碴面算起巷道墙高（mm）			$h_2=h_1+h_4$
从底板算起巷道墙高（mm）			$h_3=h_2+h_5$
电机车架线高度（mm）			H
三心拱拱矢高（mm）			f_0
巷道掘进高度（mm）			$H_1=h_3+f_0+d$
巷道净宽度	单轨（mm）		$B_0=a+c=b_1+b+b_2$
	双轨（mm）		$B_0=a+s+c=b_1+2b+m+b_2$
巷道掘进宽度	无充填（mm）		$B_1=B_0+2T$
	有充填（mm）		$B_1=B_0+2T+2\delta$
巷道净断面积	$f_0=B_0/3$（m²）		$S_0=(h_1+0.263B_0)B_0$
	$f_0=B_0/4$（m²）		$S_0=(h_1+0.198B_0)B_0$
	$f_0=B_0/5$（m²）		$S_0=(h_1+0.159B_0)B_0$
拱部面积	$f_0=B_0/3$	$d=T$（m²）	$S_d=(1.33B_0+1.57d)d$
		$d\neq T$（m²）	$S_d=0.26(3B_1d+2B_0T)$
	$f_0=B_0/4$	$d=T$（m²）	$S_d=(1.22B_0+1.57d)d$
		$d\neq T$（m²）	$S_d=0.198(4B_1d+2B_0T)$
边墙面积	整体式（m²）		$S_T=2h_3T$
	喷射混凝土（m²）		$S_T=(h_3+0.1)T$
基础面积（m²）			$S_G=(K_1+K_2)T+(K_2+h_5-0.05)s$
巷道掘进断面积（m²）			$S_n=S_0+h_0B_0+S_d+S_T$
巷道净周长	$f_0=B_0/3$（m）		$P=2.33B_0+2h_1$
	$f_0=B_0/4$（m）		$P=2.22B_0+2h_1$
	$f_0=B_0/5$（m）		$P=2.16B_0+2h_1$

注：1. 本表公式适用于巷道支护型式为混凝土、混凝土块、料石或砖砌的整体式支护结构。
2. 掘进断面积不包括充填量和基础量。
3. 混凝土块、料石、砖砌等支护时，壁后充填厚$\delta=50$mm。
4. 喷射混凝土支护时，掘进断面积及拱部面积的计算公式同表中公式。

（4）圆弧拱断面计算表，见图1-3-12和表1-3-24。

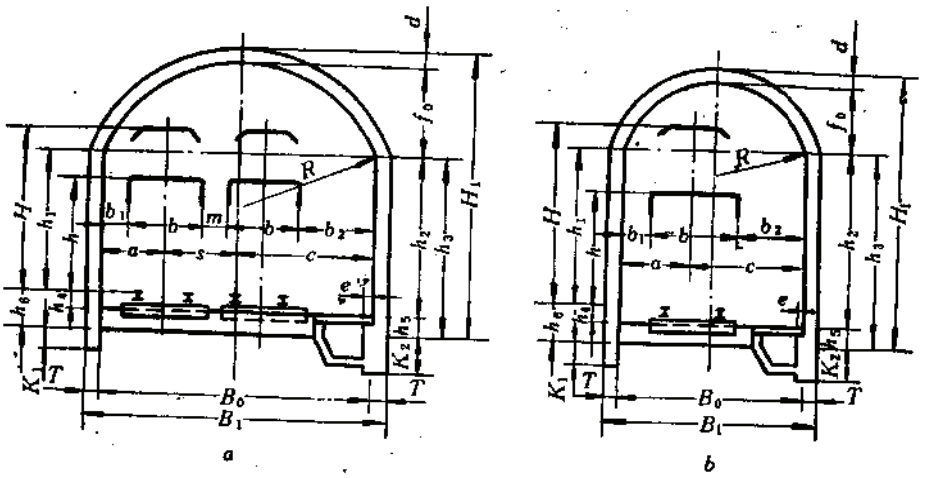


图 1-3-12 圆弧拱断面图

a—双轨巷道；b—单轨巷道

圆弧拱断面计算表　　表 1-3-24

项目名称		符号或计算公式
从轨面算起电机车（矿车）高度（mm）		h
从轨面算起巷道墙高（mm）		h_1
从道碴面算起巷道墙高（mm）		$h_2=h_1+h_4$
从底板算起巷道墙高（mm）		$h_3=h_2+h_5$
电机车架线高度（mm）		H
圆弧拱矢高（mm）		f_0
巷道掘进高度（mm）		$H_1=h_1+f_0+d$
巷道净宽	单轨（mm）	$B_0=a+c=b_1+b+b_2$
	双轨（mm）	$B_0=a+s+c=b_1+2b+m+b_2$
巷道掘进宽度	无充填（mm）	$B_1=B_0+2T$
	有充填（mm）	$B_1=B_0+2T+2\delta$
巷道净断面积	$f_0=B_0/3$（m²）	$S_0=(h_2+0.241B_0)B_0$
	$f_0=B_0/4$（m²）	$S_0=(h_2+0.175B_0)B_0$
	$f_0=B_0/5$（m²）	$S_0=(h_2+0.138B_0)B_0$
拱部面积	$f_0=B_0/3$　$d=T$（m²）	$S_d=(1.13B_0+1.30T)T$
	$d\neq T$（m²）	$S_d=(1.13B_0+1.30d)d$
	$f_0=B_0/4$　$d=T$（m²）	$S_d=(0.95B_0+1.20T)T$
	$d\neq T$（m²）	$S_d=(0.95B_0+1.20d)d$
	$f_0=B_0/5$　$d=T$（m²）	$S_d=(0.85B_0+1.15T)T$
	$d\neq T$（m²）	$S_d=(0.85B_0+1.15d)d$
边墙面积	整体式（m²）	$S_T=2h_2T$
	喷射混凝土（m²）	$S_T=2(h_2+0.1)T$
基础面积（m²）		$S_G=(K_1+K_2)T+(K_2+h_6-0.05)e$
巷道掘进断面积（m²）		$S_n=S_0+h_6B_0+S_d+S_T$
巷道净周长	$f_0=B_0/3$（m）	$P=2.274B_0+2h_2$
	$f_0=B_0/4$（m）	$P=2.159B_0+2h_2$
	$f_0=B_0/5$（m）	$P=2.103B_0+2h_2$

注：同表1-3-23。

（5）半圆拱断面计算表，见图1-3-13和表1-3-25。

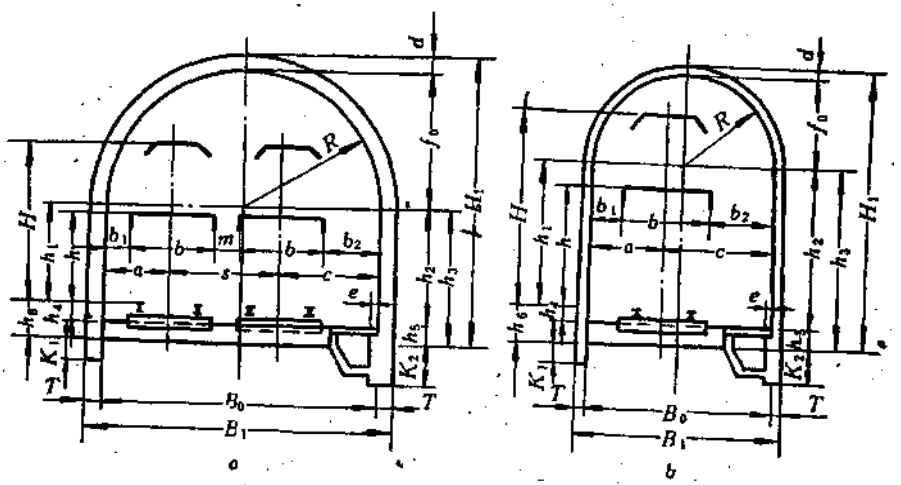


图 1-3-13　半圆拱断面图

a—双轨巷道；b—单轨巷道

半圆拱断面计算表 表 1-3-25

项目名称	符号或计算公式
从轨面算起电机车（矿车）高度（mm）	h
从轨面算起巷道墙高（mm）	h_1
从道碴面算起巷道墙高（mm）	$h_3=h_1+h_4$
从底板算起巷道墙高（mm）	$h_2=h_3+h_5$
半圆拱矢高（mm）	f_0
巷道掘进高度（mm）	$H_1=h_2+f_0+d$
巷道净宽　单轨（mm）	$B_0=a+c=b_1+b+b_2$
双轨（mm）	$B_0=a+s+c=b_1+2b+m+b_2$
巷道掘进宽度　无充填（mm）	$B_1=B_0+2T$
有充填（mm）	$B_1=B_0+2T+2\delta$
巷道净断面积（m²）	$S_0=(h_2+0.393B_0)B_0$
拱部面积　$d=T$（m²）	$S_d=1/2\pi(B_0+T)T$
$d\neq T$（m²）	$S_d=1/4\pi(B_1d+B_0T)$
边墙面积　整体式（m²）	$S_T=2h_3T$
喷射混凝土（m²）	$S_T=2(h_3+0.1)T$
基础面积（m²）	$S_G=(K_1+K_2)T+(K_1+h_6-0.05)s$
巷道掘进断面积　$d=T$（m²）	$S_n=(h_2+0.393B_1)B_1$
$d\neq T$（m²）	$S_n=[h_2+0.393(B_0+2d)]B_1$
巷道净周长（m）	$P=2.57B_0+2h_2$

注：同表1-3-23。

（6）隧道断面计算，见图1-3-14。

3.2.4 平巷断面实例

3.2.4.1 断面通用设计实例（见图1-3-14）

3.2.4.2 断面通用设计系列型谱表

（1）运输设备，电机车按一机部工矿电机车系列型谱（JB/Z117-75）中的井下矿用电机车及冶金矿山（坑内）矿车系列型谱表所列的矿车。

（2）600mm轨距作0.7m³、1.2m³、2.0m³矿车的断面，762mm轨距作2.0m³、4.0m³、6.0m³矿车的断面。

（3）巷道围岩按中等稳定程度设计的，支护型式有：不支护，喷射混凝土支护和整体式混凝土支护。当与实际情况不同时，可修改设计。

平巷断面通用设计系列型谱表见表1-3-26。

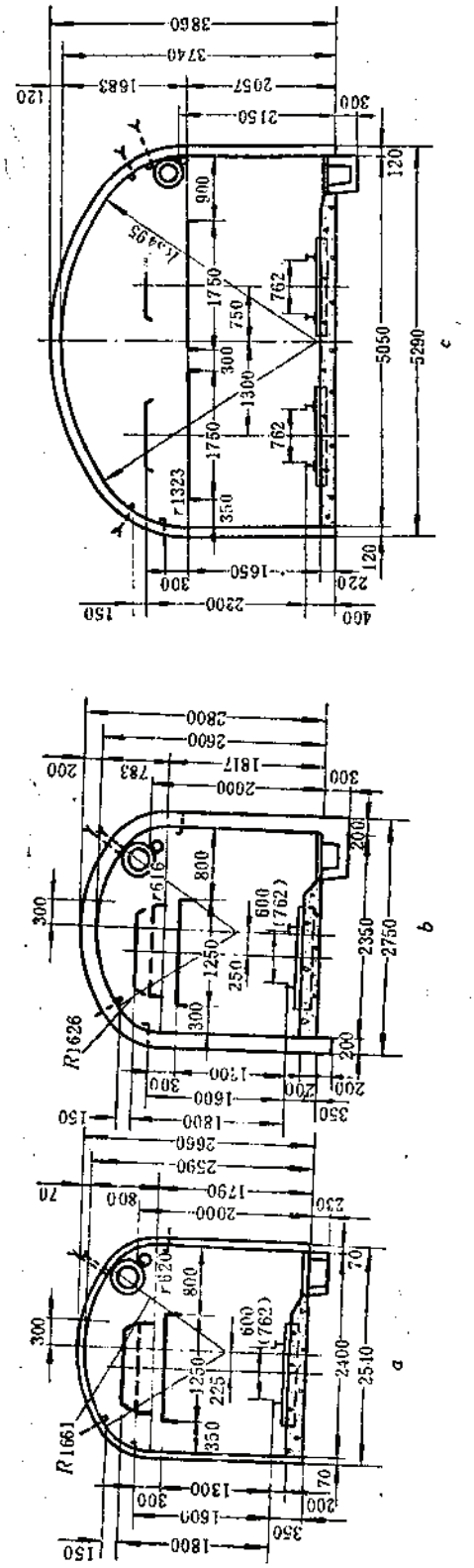


图 1-3-14　断面通用设计实例

a—2m³矿车单轨阶段运输平巷（喷），b—2m³矿车单轨阶段运输平巷（混凝土），c—6m³矿车双轨主要运输平巷（喷）

平巷断面通用设计系列型谱表 表 1-3-26

矿车容积 (m³)	断面名称	通用图号	支护型式	净断面积 (m²)	周长 (m)	掘进断面积 (m²) 巷道	墙基	水沟	合计	每米巷道混凝土支护量 (m³) 拱	墙	基础	水沟	合计	每米巷道钢材用量 (kg)
	三心拱 $f_1=\frac{1}{3}B_0$														
	阶段运输平巷 (单轨)	YT-PD01-1	不支护	4.95	8.49	4.95		0.11	5.06				0.08	0.08	3.18
	同上	YT-PD01-1	喷	4.95	8.49	5.86		0.11	5.97	0.21	0.37		0.08	0.66	3.18
	同上	YT-PD01-1	混凝土	4.81	8.37	6.63	0.16	0.15	6.94	0.62	0.87	0.16	0.12	1.77	3.18
	阶段运输平巷 (双轨)	YT-PD01-2	不支护	8.74	11.30	8.74		0.11	8.85				0.08	0.08	3.32
	同上	YT-PD01-2	喷	8.74	11.30	10.27		0.11	10.38	0.47	0.46		0.08	1.01	3.32
	同上	YT-PD01-2	混凝土	8.57	11.18	11.39	0.19	0.15	11.73	1.23	1.00	0.19	0.12	2.54	3.32
	阶段运输平巷弯道加宽 (单轨)	YT-PD01-3	不支护	5.64	9.03	5.64		0.11	5.75				0.08	0.08	3.32
	同上	YT-PD01-3	喷	5.64	9.03	6.63		0.11	6.74	0.24	0.35		0.08	0.67	3.32
	同上	YT-PD01-3	混凝土	5.49	8.91	7.42	0.16	0.15	7.73	0.70	0.84	0.16	0.12	1.82	3.32
	阶段运输平巷弯道加宽 (双轨)	YT-PD01-4	不支护	10.23	12.29	10.23		0.11	10.34				0.08	0.08	3.32
	同上	YT-PD01-4	喷	10.23	12.29	11.90		0.11	12.01	0.53	0.45		0.08	1.06	3.32
	同上	YT-PD01-4	混凝土	10.04	12.17	13.09	0.19	0.15	13.43	1.38	0.99	0.16	0.12	2.65	3.32
0.7	主要运输平巷 (单轨)	YT-PD01-5	不支护	5.32	8.83	5.32		0.15	5.47				0.15	0.15	3.18
(0.5)	同上	YT-PD01-5	喷	5.32	8.83	6.25		0.15	6.40	0.21	0.40		0.15	0.76	3.18
	同上	YT-PD01-5	混凝土	5.17	8.70	7.05	0.16	0.15	7.36	0.62	0.95	0.16	0.15	1.88	3.18
	主要运输平巷 (双轨)	YT-PD01-6	不支护	9.50	11.74	9.50		0.15	9.65				0.15	0.15	3.18
	同上	YT-PD01-6	喷	9.50	11.74	11.08		0.15	11.23	0.47	0.51		0.15	1.13	3.18
	同上	YT-PD01-6	混凝土	9.35	11.62	12.25	0.19	0.15	12.59	1.23	1.13	0.19	0.15	2.70	3.18
	主要运输平巷弯道加宽 (单轨)	YT-PD01-7	不支护	6.06	9.37	6.06		0.15	6.21				0.15	0.15	3.32
	同上	YT-PD01-7	喷	6.06	9.37	7.26		0.15	7.41	0.24	0.39		0.15	0.78	3.32
	同上	YT-PD01-7	混凝土	5.90	9.25	8.55	0.16	0.15	8.86	0.70	0.91	0.16	0.15	1.92	3.32
	主要运输平巷弯道加宽 (双轨)	YT-PD01-8	不支护	10.77	12.57	10.77		0.15	10.92				0.15	0.15	3.32
	同上	YT-PD01-8	喷	10.77	12.57	12.50		0.15	12.65	0.53	0.49		0.15	1.17	3.32
	同上	YT-PD01-8	混凝土	10.58	12.45	13.70	0.19	0.15	14.04	1.38	1.07	0.19	0.15	2.79	3.32
	井底车场运输平巷 (单轨)	YT-PD01-9	不支护	5.75	9.14	5.75		0.15	5.90				0.15	0.15	3.25
	同上	YT-PD01-9	喷	5.75	9.14	6.73		0.15	6.88	0.23	0.39		0.15	0.77	3.25
	同上	YT-PD01-9	混凝土	5.59	9.02	7.54	0.16	0.15	7.85	0.67	0.91	0.16	0.15	1.89	3.25

续表

矿车容积 (m³)	断面名称	通用图号	支护型式	净断面积 (m²)	周长 (m)	掘进断面积 (m²) 巷道	墙基	水沟	合计	每米巷道混凝土支护量 (m³) 拱	墙	基础	水沟	合计	每米巷道钢材用量 (kg)
	井底车场运输平巷 (双轨)	YT-PD01-10	不支护	10.35	12.26	10.35		0.15	10.50				0.15	0.15	3.25
	同 上	YT-PD01-10	喷	10.35	12.26	12.00		0.15	12.15	0.50	0.52		0.15	1.17	3.25
	同 上	YT-PD01-10	混凝土	10.16	12.16	13.22	0.19	0.15	13.56	1.30	1.14	0.19	0.15	2.78	3.25
	井底车场矿车摘挂钩处 (单轨)	YT-PD01-11	不支护	7.37	10.33	7.37		0.15	7.52				0.15	0.15	3.40
	同 上	YT-PD01-11	喷	7.37	10.33	8.82		0.15	8.97	0.41	0.37		0.15	0.93	3.40
	同 上	YT-PD01-11	混凝土	7.37	10.33	9.25	0.16	0.15	9.56	0.85	0.75	0.13	0.15	1.88	3.40
	井底车场矿车摘挂钩处 (双轨)	YT-PD01-12	不支护	11.98	13.34	11.98		0.15	12.13				0.15	0.15	3.40
	同 上	YT-PD01-12	喷	11.98	13.34	14.00		0.15	14.15	0.71	0.54		0.15	1.40	3.40
	井底车场矿车摘挂钩处 (双轨)	YT-PD01-12	混凝土	11.98	13.34	15.82	0.22	0.15	16.19	1.86	1.21	0.22	0.15	3.44	3.40
	圆弧拱 $f_0=\frac{1}{3}B_0$														
	阶段运输平巷 (单轨)	YT-PD01-13	不支护	4.98	8.49	4.98		0.11	5.09				0.08	0.08	3.18
	同 上	YT-PD01-13	喷	4.98	8.49	5.89		0.11	6.00	0.20	0.38		0.08	0.66	3.18
0.7	同 上	YT-PD01-13	混凝土	4.84	8.38	6.66	0.16	0.15	6.97	0.60	0.90	0.16	0.12	1.78	3.18
(0.5)	阶段运输平巷 (双轨)	YT-PD01-14	不支护	9.08	11.45	9.08		0.11	9.19				0.08	0.08	3.18
	同 上	YT-PD01-14	喷	9.08	11.45	10.62		0.11	10.73	0.46	0.50		0.08	1.04	3.18
	同 上	YT-PD01-14	混凝土	8.91	11.33	11.77	0.19	0.15	12.11	1.18	1.10	0.19	0.12	2.59	3.18
	阶段运输平巷弯道加宽 (单轨)	YT-PD01-15	不支护	5.86	9.17	5.86		0.11	5.97				0.08	0.08	3.18
	同 上	YT-PD01-15	喷	5.86	9.17	6.85		0.11	6.96	0.23	0.38		0.08	0.69	3.18
	同 上	YT-PD01-15	混凝土	5.71	9.06	7.66	0.16	0.15	7.97	0.68	0.90	0.16	0.12	1.86	3.18
	阶段运输平巷弯道加宽 (双轨)	YT-PD01-16	不支护	9.98	12.11	9.98		0.11	10.09				0.08	0.08	3.32
	同 上	YT-PD01-16	喷	9.98	12.11	11.64		0.11	11.75	0.51	0.46		0.08	1.05	3.32
	同 上	YT-PD01-16	混凝土	9.81	12.00	12.82	0.19	0.15	13.16	1.33	1.00	0.19	0.12	2.64	3.32
	主要运输平巷 (单轨)	YT-PD01-17	不支护	5.41	8.89	5.41		0.15	5.56				0.15	0.15	3.18
	同 上	YT-PD01-17	喷	5.41	8.89	6.36		0.15	6.51	0.20	0.42		0.15	0.77	3.18
	同 上	YT-PD01-17	混凝土	5.26	8.78	7.16	0.16	0.15	7.47	0.60	0.99	0.16	0.15	1.90	3.18
	主要运输平巷 (双轨)	YT-PD01-18	不支护	9.70	11.81	9.70		0.15	9.85				0.15	0.15	3.18
	同 上	YT-PD01-18	喷	9.70	11.81	11.28		0.15	11.43	0.46	0.55		0.15	1.16	3.18
	同 上	YT-PD01-18	混凝土	9.52	11.69	12.47	0.19	0.15	12.81	1.18	1.20	0.19	0.15	2.72	3.18

续表

矿车容积 (m³)	断面名称	通用图号	支护型式	净断面积 (m²)	周长 (m)	掘进断面积 (m²)				每米巷道混凝土支护量 (m³)					每米巷道钢材用量 (kg)
						巷道	墙基	水沟	合计	拱	墙	基础	水沟	合计	
0.7 (0.5)	主要运输巷道弯道加宽（单轨）	YT-PD01-19	不支护	6.03	9.31	6.03		0.15	6.18				0.15	0.15	3.32
	同　上	YT-PD01-19	喷	6.03	9.31	7.04		0.15	7.19	0.23	0.52		0.15	0.90	3.32
	同　上	YT-PD01-19	混凝土	6.00	9.20	7.86	0.16	0.15	8.17	0.68	1.13	0.16	0.15	2.12	3.32
	主要运输巷道弯道加宽（双轨）	YT-PD01-20	不支护	10.76	12.50	10.76		0.15	10.91				0.15	0.15	3.32
	同　上	YT-PD01-20	喷	10.76	12.50	12.46		0.15	12.61	0.51	0.51		0.15	1.17	3.32
	同　上	YT-PD01-20	混凝土	10.57	12.40	13.69	0.19	0.15	14.03	1.33	1.13	0.19	0.15	2.80	3.32
	井底车场运输平巷　（单轨）	YT-PD01-21	不支护	6.03	9.34	6.03		0.15	6.18				0.15	0.15	3.25
	同　上	YT-PD01-21	喷	6.03	9.34	7.03		0.15	7.18	0.22	0.42		0.15	0.79	3.25
	同　上	YT-PD01-21	混凝土	5.87	9.23	7.86	0.16	0.15	8.17	0.65	0.99	0.16	0.15	1.95	3.25
	井底车场运输平巷　（双轨）	YT-PD01-22	不支护	10.40	12.24	10.40		0.15	10.55				0.15	0.15	3.25
	同　上	YT-PD01-22	喷	10.40	12.24	12.05		0.15	12.20	0.48	0.54		0.15	1.17	3.25
	同　上	YT-PD01-22	混凝土	10.22	12.13	13.27	0.19	0.15	13.61	1.25	1.19	0.19	0.15	2.78	3.25
	井底车场矿车摘挂钩处（单轨）	YT-PD01-23	不支护	6.96	10.02	6.96		0.15	7.11				0.15	0.15	3.40
	同　上	YT-PD01-23	喷	6.96	10.02	8.37		0.15	8.52	0.44	0.45		0.15	1.04	3.40
	同　上	YT-PD01-23	混凝土	6.96	10.02	9.50	0.17	0.15	9.82	1.03	0.99	0.17	0.15	2.34	3.40
	井底车场矿车摘挂钩处（双轨）	YT-PD01-24	不支护	11.34	12.98	11.34		0.15	11.49				0.15	0.15	3.40
	同　上	YT-PD01-24	喷	11.34	12.98	13.31		0.15	13.46	0.68	0.52		0.15	1.35	3.40
	同　上	YT-PD01-24	混凝土	11.34	12.98	15.06	0.22	0.15	15.43	1.79	1.17	0.22	0.15	3.33	3.40
	圆弧拱 $f_0=\frac{1}{4}B_0$														
	阶段运输平巷　（单轨）	YT-PD01-25	不支护	5.04	8.58	5.04		0.11	5.15				0.08	0.08	3.18
	阶段运输平巷　（单轨）	YT-PD01-25	喷	5.04	8.58	5.96		0.11	6.07	0.18	0.41		0.08	0.67	3.18
	同　上	YT-PD01-25	混凝土	4.91	8.48	6.83	0.16	0.15	7.14	0.55	0.98	0.16	0.12	1.81	3.18
	阶段运输平巷　（双轨）	YT-PD01-26	不支护	8.81	11.35	8.81		0.11	8.92				0.08	0.08	3.18
	同　上	YT-PD01-26	喷	8.81	11.35	10.35		0.11	10.46	0.42	0.54		0.08	1.04	3.18
	同　上	YT-PD01-26	混凝土	8.65	11.24	11.50	0.19	0.15	11.84	1.09	1.18	0.19	0.12	2.58	3.18
	阶段运输平巷弯道加宽（单轨）	YT-PD01-27	不支护	5.63	9.03	5.63		0.11	5.74				0.08	0.08	3.32
	同　上	YT-PD01-27	喷	5.63	9.03	6.62		0.11	6.73	0.21	0.39		0.08	0.68	3.32
	同　上	YT-PD01-27	混凝土	5.50	8.92	7.46	0.16	0.15	7.77	0.62	0.93	0.16	0.12	1.83	3.32

续表

矿车容积（m³）	断面名称	通用图号	支护型式	净断面积（m²）	周长（m）	掘进断面积（m²）				每米巷道混凝土支护量（m³）					每米巷道钢材用量（kg）
						巷道	墙基	水沟	合计	拱	墙	基础	水沟	合计	
	阶段运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD01-28	不支护	10.00	12.18	10.00		0.11	10.11				0.08	0.08	3.32
	同上	YT-PD01-28	喷	10.00	12.18	11.66		0.11	11.77	0.47	0.51		0.08	1.06	3.32
	同上	YT-PD01-28	混凝土	9.83	12.08	12.86	0.19	0.15	13.20	1.22	1.14	0.19	0.12	2.67	3.32
	主要运输平巷（单轨）	YT-PD01-29	不支护	5.32	8.84	5.32		0.15	5.47				0.15	0.15	3.18
	同上	YT-PD01-29	喷	5.32	8.84	6.26		0.15	6.41	0.18	0.44		0.15	0.77	3.18
	同上	YT-PD01-29	混凝土	5.18	8.74	7.08	0.16	0.15	7.39	0.55	1.04	0.16	0.15	1.90	3.18
	主要运输平巷（双轨）	YT-PD01-30	不支护	9.50	11.75	9.50		0.15	9.65				0.15	0.15	3.18
	同上	YT-PD01-30	喷	9.50	11.75	11.08		0.15	11.23	0.42	0.59		0.15	1.16	3.18
	同上	YT-PD01-30	混凝土	9.33	11.64	12.28	0.19	0.15	12.62	1.09	1.29	0.19	0.15	2.72	3.18
	主要运输平巷弯道加宽（单轨）	YT-PD01-31	不支护	6.02	9.35	6.02		0.15	6.17				0.15	0.15	3.32
	同上	YT-PD01-31	喷	6.02	9.35	7.04		0.15	7.19	0.21	0.42		0.15	0.78	3.32
	同上	YT-PD01-31	混凝土	5.88	9.24	7.83	0.16	0.15	8.14	0.58	1.00	0.16	0.15	1.89	3.32
	主要运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD01-32	不支护	10.75	12.56	10.75		0.15	10.90				0.15	0.15	3.32
	同上	YT-PD01-32	喷	10.75	12.56	12.44		0.15	12.59	0.47	0.57		0.15	1.19	3.32
0.7	同上	YT-PD01-32	混凝土	10.56	12.46	13.69	0.19	0.15	14.03	1.22	1.25	0.19	0.15	2.81	3.32
(0.5)	井底车场运输平巷（单轨）	YT-PD01-33	不支护	6.02	9.38	6.02		0.15	6.17				0.15	0.15	3.25
	同上	YT-PD01-33	喷	6.02	9.38	7.02		0.15	7.17	0.20	0.45		0.15	0.80	3.25
	同上	YT-PD01-33	混凝土	5.87	9.27	7.92	0.16	0.15	8.23	0.61	1.06	0.16	0.15	1.98	3.25
	井底车场运输平巷（双轨）	YT-PD01-34	不支护	10.18	12.18	10.18		0.15	10.33				0.15	0.15	3.25
	同上	YT-PD01-34	喷	10.18	12.18	11.82		0.15	11.97	0.44	0.59		0.15	1.18	3.25
	同上	YT-PD01-34	混凝土	10.01	12.08	18.05	0.19	0.15	18.39	1.15	1.29	0.19	0.15	2.78	3.25
	井底车场矿车摘挂钩处（单轨）	YT-PD01-35	不支护	7.13	10.18	7.13		0.15	7.28				0.15	0.15	3.40
	同上	YT-PD01-35	喷	7.13	10.18	8.52		0.15	8.67	0.38	0.51		0.15	1.04	3.40
	同上	YT-PD01-35	混凝土	7.13	10.18	9.62	0.17	0.15	9.94	0.87	1.12	0.17	0.15	2.31	3.40
	井底车场矿车摘挂钩处（双轨）	YT-PD01-36	不支护	10.98	12.89	10.98		0.15	11.13				0.15	0.15	3.40
	同上	YT-PD01-36	喷	10.98	12.89	12.94		0.15	13.09	0.62	0.58		0.15	1.35	3.40
	同上	YT-PD01-36	混凝土	10.98	12.89	14.68	0.22	0.15	15.05	1.65	1.30	0.22	0.15	3.32	3.40
	三心拱 $f_a=\frac{B_0}{3}$														

续表

矿车容积（m³）	断面名称	通用图号	支护型式	净断面积（m²）	周长（m）	掘进断面积（m²）				每米巷道混凝土支护量（m³）					每米巷道钢材用量（kg）
						巷道	墙基	水沟	合计	拱	墙	基础	水沟	合计	
2.0	阶段运输平巷（单轨）	YT-PD03-1	不支护	5.81	9.17	5.81		0.11	5.92				0.08	0.08	1.56
	同上	YT-PD03-1	喷	5.81	9.17	6.29		0.11	6.40	0.23	0.25		0.08	0.56	1.56
	同上	YT-PD03-1	混凝土	5.72	9.11	7.14	0.10	0.15	7.39	0.69	0.73	0.10	0.12	1.64	1.56
	阶段运输平巷（双轨）	YT-PD03-2	不支护	10.62	12.51	10.62		0.11	10.73				0.08	0.08	1.56
	同上	YT-PD03-2	喷	10.62	12.51	11.49		0.11	11.60	0.54	0.33		0.08	0.95	1.56
	同上	YT-PD03-2	混凝土	10.42	12.39	12.65	0.13	0.15	12.93	1.40	0.83	0.13	0.12	2.48	1.56
	阶段运输平巷弯道加宽（单轨）	YT-PD03-3	不支护	6.47	9.65	6.47		0.11	6.58				0.08	0.08	1.70
	同上	YT-PD03-3	喷	6.47	9.65	6.97		0.11	7.08	0.26	0.24		0.08	0.58	1.70
	同上	YT-PD03-3	混凝土	6.36	9.59	7.81	0.10	0.15	8.06	0.77	0.68	0.10	0.12	1.67	1.70
	阶段运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD03-4	不支护	12.56	13.68	12.56		0.11	12.67				0.08	0.08	1.70
	同上	YT-PD03-4	喷	12.56	13.68	13.69		0.11	13.80	0.73	0.40		0.08	1.21	1.70
	同上	YT-PD03-4	混凝土	12.35	13.56	15.24	0.17	0.15	15.56	1.00	0.99	0.17	0.12	3.18	1.70
	主要运输平巷（单轨）	YT-PD03-5	不支护	6.26	9.55	6.26		0.15	6.41				0.15	0.15	1.58
	同上	YT-PD03-5	喷	6.26	9.55	6.77		0.15	6.92	0.23	0.28		0.15	0.66	1.58
	同上	YT-PD03-5	混凝土	6.19	9.51	7.69	0.10	0.15	7.94	0.69	0.81	0.10	0.15	1.75	1.58
	主要运输平巷（双轨）	YT-PD03-6	不支护	11.01	12.71	11.01		0.15	11.16				0.15	0.15	1.58
	同上	YT-PD03-6	喷	11.01	12.71	11.90		0.15	12.05	0.54	0.35		0.15	1.04	1.58
	同上	YT-PD03-6	混凝土	11.04	12.71	13.34	0.13	0.15	13.62	1.39	0.91	0.13	0.15	2.58	1.58
	主要运输平巷弯道加宽（单轨）	YT-PD03-7	不支护	6.99	10.05	6.99		0.15	7.14				0.15	0.15	1.72
	同上	YT-PD03-7	喷	6.99	10.05	7.51		0.15	7.66	0.26	0.26		0.15	0.67	1.72
	同上	YT-PD03-7	混凝土	6.89	9.99	8.44	0.10	0.15	8.69	0.79	0.76	0.10	0.15	1.80	1.72
	主要运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD03-8	不支护	12.61	13.70	12.61		0.15	12.76				0.15	0.15	1.72
	同上	YT-PD03-8	喷	12.61	13.70	13.74		0.15	13.89	0.73	0.40		0.15	1.28	1.72
	同上	YT-PD03-8	混凝土	12.43	13.60	15.33	0.17	0.15	15.65	1.90	1.00	0.17	0.15	3.22	1.72
	井底车场运输平巷（单轨）	YT-PD03-9	不支护	6.82	9.94	6.82		0.15	6.97				0.15	0.15	1.65
	同上	YT-PD03-9	喷	6.82	9.94	7.34		0.15	7.49	0.25	0.27		0.15	0.67	1.65
	同上	YT-PD03-9	混凝土	6.75	9.90	8.23	0.10	0.15	8.53	0.74	0.79	0.10	0.15	1.78	1.65
	井底车场运输平巷（双轨）	YT-PD03-10	不支护	11.72	13.14	11.72		0.15	11.87				0.15	0.15	1.65
	同上	YT-PD03-10	喷	11.72	13.14	12.83		0.15	12.98	0.69	0.42		0.15	1.26	1.65

续表

矿车容积(m³)	断面名称	通用图号	支护型式	净断面积(m²)	周长(m)	掘进断面积(m²)				每米巷道混凝土支护量(m³)					每米巷道钢材用量(kg)
						巷道	墙基	水沟	合计	拱	墙	基础	水沟	合计	
	井底车场运输平巷 (双轨)	YT-PD03-10	混凝土	11.76	13.14	14.62	0.17	0.15	14.94	1.78	1.08	0.17	0.15	3.18	1.65
	井底车场矿车摘挂钩处 (单轨)	YT-PD03-11	不支护	9.49	11.71	9.49		0.15	9.64				0.15	0.15	1.80
	同 上	YT-PD03-11	喷	9.49	11.71	10.33		0.15	10.48	0.43	0.41		0.15	0.99	1.80
	同 上	YT-PD03-11	混凝土	9.49	11.71	11.70	0.13	0.15	11.98	1.18	1.03	0.13	0.15	2.49	1.80
	井底车场矿车摘挂钩处 (双轨)	YT-PD03-12	不支护	13.96	14.48	13.96		0.15	14.11				0.15	0.15	1.80
	同 上	YT-PD03-12	喷	13.96	14.48	15.15		0.15	15.30	0.79	0.40		0.15	1.34	1.80
	同 上	YT-PD03-12	混凝土	13.96	14.48	17.01	0.17	0.15	17.33	2.06	0.99	0.17	0.15	3.37	1.80
	圆弧拱 $f_0=\frac{1}{3}B_0$														
	阶段运输平巷 (单轨)	YT-PD03-13	不支护	5.92	9.16	5.92		0.11	6.03				0.08	0.08	1.56
	同 上	YT-PD03-13	喷	5.92	9.16	6.40		0.11	6.51	0.22	0.26		0.08	0.56	1.56
	同 上	YT-PD03-13	混凝土	5.79	9.14	7.21	0.10	0.15	7.46	0.66	0.76	0.10	0.12	1.64	1.56
	阶段运输平巷 (双轨)	YT-PD03-14	不支护	10.92	12.61	10.92		0.11	11.03				0.08	0.08	1.56
	同 上	YT-PD03-14	喷	10.92	12.61	11.80		0.11	11.91	0.52	0.36		0.08	0.96	1.56
2.0	同 上	YT-PD03-14	混凝土	10.80	12.53	13.06	0.13	0.15	13.34	1.34	0.92	0.13	0.12	2.51	1.56
	阶段运输平巷弯道加宽 (单轨)	YT-PD03-15	不支护	6.53	9.68	6.53		0.11	6.64				0.08	0.08	1.70
	同 上	YT-PD03-15	喷	6.53	9.68	7.03		0.11	7.14	0.25	0.25		0.08	0.58	1.70
	同 上	YT-PD03-15	混凝土	6.43	9.60	7.88	0.10	0.15	8.13	0.74	0.71	0.10	0.12	1.67	1.70
	阶段运输平巷弯道加宽 (双轨)	YT-PD03-16	不支护	12.54	13.61	12.54		0.11	12.65				0.08	0.08	1.70
	同 上	YT-PD03-16	喷	12.54	13.61	13.66		0.11	13.77	0.70	0.42		0.08	1.20	1.70
	同 上	YT-PD03-16	混凝土	12.33	13.49	15.21	0.17	0.15	15.53	1.83	1.05	0.17	0.12	3.17	1.70
	主要运输平巷 (单轨)	YT-PD03-17	不支护	6.31	9.56	6.31		0.15	6.46				0.15	0.15	1.58
	同 上	YT-PD03-17	喷	6.31	9.56	6.82		0.15	6.97	0.22	0.29		0.15	0.66	1.58
	同 上	YT-PD03-17	混凝土	6.26	9.54	7.76	0.10	0.15	8.01	0.66	0.84	0.10	0.15	1.75	1.58
	主要运输平巷 (双轨)	YT-PD03-18	不支护	11.51	12.91	11.51		0.15	11.66				0.15	0.15	1.58
	同 上	YT-PD03-18	喷	11.51	12.91	12.42		0.15	12.57	0.52	0.39		0.15	1.06	1.58
	同 上	YT-PD03-18	混凝土	11.58	12.93	13.94	0.13	0.15	14.22	1.34	1.02	0.13	0.15	2.64	1.58
	主要运输平巷弯道加宽 (单轨)	YT-PD03-19	不支护	7.02	10.04	7.02		0.15	7.17				0.15	0.15	1.72
	同 上	YT-PD03-19	喷	7.02	10.04	7.54		0.15	7.69	0.25	0.27		0.15	0.67	1.72

续表

矿车容积 (m³)	断面名称	通用图号	支护型式	净断面积 (m²)	周长 (m)	掘进断面积 (m²)				每米巷道混凝土支护量 (m³)					每米巷道钢材用量 (kg)
						巷道	墙基	水沟	合计	拱	墙	基础	水沟	合计	
	主要运输平巷弯道加宽（单轨）	YT-PD03-19	混凝土	6.96	10.00	8.49	0.10	0.15	8.74	0.74	0.79	0.10	0.15	1.78	1.72
	主要运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD03-20	不支护	13.21	13.91	13.21		0.15	13.36				0.15	0.15	1.72
	同　上	YT-PD03-20	喷	13.21	13.91	14.37		0.15	14.52	0.70	0.46		0.15	1.31	1.72
	同　上	YT-PD03-20	混凝土	12.99	13.79	15.96	0.17	0.15	16.28	1.83	1.14	0.17	0.15	3.29	1.72
	井底车场运输平巷　（单轨）	YT-PD03-21	不支护	6.91	9.98	6.91		0.15	7.06				0.15	0.15	1.65
	同　上	YT-PD03-21	喷	6.91	9.98	7.43		0.15	7.58	0.24	0.28		0.15	0.67	1.65
	同　上	YT-PD03-21	混凝土	6.89	9.98	8.44	0.10	0.15	8.69	0.71	0.84	0.10	0.15	1.80	1.65
	井底车场运输平巷　（双轨）	YT-PD03-22	不支护	12.27	13.35	12.27		0.15	12.42				0.15	0.15	1.65
	同　上	YT-PD03-22	喷	12.27	13.35	13.40		0.15	13.55	0.66	0.47		0.15	1.28	1.65
	同　上	YT-PD03-22	混凝土	12.34	13.37	15.26	0.17	0.15	15.58	1.71	1.21	0.17	0.15	3.24	1.65
	井底车场矿车摘挂钩处（单轨）	YT-PD03-23	不支护	9.26	11.52	9.26		0.15	9.41				0.15	0.15	1.80
	同　上	YT-PD03-23	喷	9.26	11.52	10.10		0.15	10.25	0.43	0.61		0.15	1.19	1.80
	同　上	YT-PD03-23	混凝土	9.26	11.52	11.43	0.13	0.15	11.71	1.14	1.03	0.13	0.15	2.45	1.80
	井底车场矿车摘挂钩处（双轨）	YT-PD03-24	不支护	14.62	14.70	14.62		0.15	14.77				0.15	0.15	1.80
2.0	同　上	YT-PD03-24	喷	14.62	14.70	15.83		0.15	15.98	0.76	0.45		0.15	1.36	1.80
	同　上	YT-PD03-24	混凝土	14.62	14.70	17.73	0.17	0.15	18.05	1.98	1.13	0.17	0.15	3.43	1.80
	圆弧拱 $f_0=\frac{1}{4}B_0$														
	阶段运输平巷　（单轨）	YT-PD03-25	不支护	5.86	9.22	5.86		0.11	5.97				0.08	0.08	1.56
	同　上	YT-PD03-25	喷	5.86	9.22	6.34		0.11	6.45	0.20	0.28		0.08	0.56	1.56
	同　上	YT-PD03-25	混凝土	5.77	9.16	7.20	0.10	0.15	7.45	0.61	0.82	0.10	0.12	1.65	1.56
	阶段运输平巷　（双轨）	YT-PD03-26	不支护	10.60	12.51	10.60		0.11	10.71				0.08	0.08	1.56
	同　上	YT-PD03-26	喷	10.60	12.51	11.48		0.11	11.59	0.48	0.40		0.08	0.96	1.56
	同　上	YT-PD03-26	混凝土	10.48	12.43	12.72	0.13	0.15	13.00	1.24	1.00	0.13	0.12	2.49	1.56
	阶段运输平巷弯道加宽（单轨）	YT-PD03-27	不支护	6.53	9.72	6.53		0.11	6.64				0.08	0.08	1.70
	同　上	YT-PD03-27	喷	6.53	9.72	7.03		0.11	7.14	0.23	0.27		0.08	0.58	1.70
	同　上	YT-PD03-27	混凝土	6.47	9.64	7.87	0.10	0.15	8.12	0.68	0.78	0.10	0.12	1.68	1.70
	阶段运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD03-28	不支护	11.91	13.40	11.91		0.11	12.02				0.08	0.08	1.70
	同　上	YT-PD03-28	喷	11.91	13.40	13.01		0.11	13.12	0.52	0.48		0.08	1.08	1.70

续表

矿车容积(m³)	断面名称	通用图号	支护型式	净断面积(m²)	周长(m)	掘进断面积(m²) 巷道	墙基	水沟	合计	每米巷道混凝土支护量(m³) 拱	墙	基础	水沟	合计	每米巷道钢材用量(kg)
2.0	阶段运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD03-28	混凝土	10.87	12.90	14.25	0.20	0.15	14.60	1.36	1.14	0.20	0.12	2.82	1.70
	主要运输平巷（单轨）	YT-PD03-29	不支护	6.29	9.58	6.29		0.15	6.44				0.15	0.15	1.58
	同上	YT-PD03-29	喷	6.29	9.58	6.80		0.15	6.95	0.20	0.31		0.15	0.66	1.58
	同上	YT-PD03-29	混凝土	6.24	9.56	7.75	0.10	0.15	8.00	0.61	0.90	0.10	0.15	1.76	1.58
	主要运输平巷（双轨）	YT-PD03-30	不支护	11.23	12.83	11.23		0.15	11.38				0.15	0.15	1.58
	同上	YT-PD03-30	喷	11.23	12.83	12.14		0.15	12.29	0.48	0.43		0.15	1.06	1.58
	同上	YT-PD03-30	混凝土	11.26	12.83	13.60	0.13	0.15	13.88	1.24	1.10	0.13	0.15	2.62	1.58
	主要运输平巷弯道加宽（单轨）	YT-PD03-31	不支护	7.01	10.08	7.01		0.15	7.16				0.15	0.15	1.72
	同上	YT-PD03-31	喷	7.01	10.08	7.54		0.15	7.69	0.23	0.30		0.15	0.68	1.72
	同上	YT-PD03-31	混凝土	6.95	10.04	8.49	0.10	0.15	8.74	0.68	0.86	0.10	0.15	1.79	1.72
	主要运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD03-32	不支护	12.62	13.72	12.62		0.15	12.77				0.15	0.15	1.72
	同上	YT-PD03-32	喷	12.62	13.72	13.75		0.15	13.90	0.64	0.49		0.15	1.28	1.72
	同上	YT-PD03-32	混凝土	12.63	13.70	15.57	0.17	0.15	15.89	1.68	1.26	0.17	0.15	3.26	1.72
	井底车场运输平巷（单轨）	YT-PD03-33	不支护	6.88	9.99	6.88		0.15	7.03				0.15	0.15	1.65
	同上	YT-PD03-33	喷	6.88	9.99	7.41		0.15	7.56	0.22	0.31		0.15	0.68	1.65
	同上	YT-PD03-33	混凝土	6.83	9.97	8.38	0.10	0.15	8.63	0.66	0.89	0.10	0.15	1.80	1.65
	井底车场运输平巷（双轨）	YT-PD03-34	不支护	11.95	13.26	11.95		0.15	12.10				0.15	0.15	1.65
	同上	YT-PD03-34	喷	11.95	13.26	13.07		0.15	13.22	0.60	0.52		0.15	1.27	1.65
	同上	YT-PD03-34	凝混土	11.94	13.24	14.84	0.17	0.15	15.16	1.58	1.32	0.17	0.15	3.22	1.65
	井底车场矿车摘挂钩处（单轨）	YT-PD03-35	不支护	9.44	11.69	9.44		0.15	9.59				0.15	0.15	1.80
	同上	YT-PD03-35	喷	9.44	11.69	10.30		0.15	10.45	0.39	0.47		0.15	1.01	1.80
	同上	YT-PD03-35	混凝土	9.44	11.69	11.66	0.13	0.15	11.94	1.05	1.17	0.13	0.15	2.50	1.80
	井底车场矿车摘挂钩处（双轨）	YT-PD03-36	不支护	13.39	14.26	13.39		0.15	13.54				0.15	0.15	1.80
	同上	YT-PD03-36	喷	13.39	14.26	14.55		0.15	14.70	0.69	0.47		0.15	1.31	1.80
	同上	YT-PD03-36	混凝土	13.39	14.26	16.38	0.17	0.15	16.70	1.82	1.17	0.17	0.15	3.31	1.80
	半圆拱														
	阶段运输平巷（单轨）	YT-PD03-37	不支护	6.22	9.47	6.22		0.11	6.33				0.08	0.08	1.56
	同上	YT-PD03-37	喷	6.22	9.47	6.73		0.11	6.84	0.28	0.23		0.08	0.59	1.56

续表

矿车容积（m³）	断面名称	通用图号	支护型式	净断面积（m²）	周长（m）	掘进断面积（m²）				每米巷道混凝土支护量（m³）					每米巷道钢材用量（kg）
						巷道	墙基	水沟	合计	拱	墙	基础	水沟	合计	
	同　上	YT-PD03-37	混凝土	6.06	9.35	7.52	0.10	0.15	7.77	0.80	0.66	0.10	0.12	1.68	1.56
	阶段运输平巷　（双轨）	YT-PD03-38	不支护	12.67	13.46	12.67		0.11	12.78				0.08	0.08	1.56
	同　上	YT-PD03-38	喷	12.67	13.46	13.64		0.11	13.75	0.64	0.33		0.08	1.05	1.56
	同　上	YT-PD03-38	混凝土	12.41	13.32	14.87	0.13	0.15	15.15	1.63	0.83	0.13	0.12	2.71	1.56
	阶段运输平巷弯道加宽（单轨）	YT-PD03-39	不支护	7.32	10.24	7.32		0.11	7.43				0.08	0.08	1.70
	同　上	YT-PD03-39	喷	7.32	10.24	7.86		0.11	7.97	0.31	0.23		0.08	0.62	1.70
	同　上	YT-PD03-39	混凝土	7.15	10.12	8.70	0.10	0.15	8.95	0.89	0.66	0.10	0.12	1.77	1.70
	阶段运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD03-40	不支护	15.15	14.75	15.15		0.11	15.26				0.08	0.08	1.70
	同　上	YT-PD03-40	喷	15.15	14.75	16.41		0.11	16.52	0.86	0.40		0.08	1.34	1.70
	同　上	YT-PD03-40	混凝土	14.87	14.61	18.08	0.17	0.15	18.40	2.22	0.99	0.17	0.12	3.50	1.70
	主要运输平巷　（单轨）	YT-PD03-41	不支护	6.32	9.55	6.32		0.15	6.47				0.15	0.15	1.58
	同　上	YT-PD03-41	喷	6.32	9.55	6.83		0.15	6.98	0.27	0.24		0.15	0.66	1.58
	同　上	YT-PD03-41	混凝土	6.27	9.53	7.77	0.10	0.15	8.02	0.80	0.70	0.10	0.15	1.75	1.58
	主要运输平巷　（双轨）	YT-PD03-42	不支护	12.67	13.46	12.67		0.15	12.82				0.15	0.15	1.58
2.0	同　上	YT-PD03-42	喷	12.67	13.46	13.64		0.15	13.79	0.64	0.33		0.15	1.12	1.58
	同　上	YT-PD03-42	混凝土	12.41	13.32	14.87	0.13	0.15	15.15	1.63	0.83	0.13	0.15	2.74	1.58
	主要运输平巷弯道加宽（单轨）	YT-PD03-43	不支护	7.32	10.24	7.32		0.15	7.47				0.15	0.15	1.72
	同　上	YT-PD03-43	喷	7.32	10.24	7.86		0.15	8.01	0.31	0.23		0.15	0.69	1.72
	同　上	YT-PD03-43	混凝土	7.15	10.12	8.70	0.10	0.15	8.95	0.89	0.66	0.10	0.15	1.80	1.72
	主要运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD03-44	不支护	15.15	14.75	15.15		0.15	15.30				0.15	0.15	1.72
	同　上	YT-PD03-44	喷	15.15	14.75	16.41		0.15	16.56	0.86	0.40		0.15	1.41	1.72
	同　上	YT-PD03-44	混凝土	14.87	14.61	18.08	0.17	0.15	18.40	2.22	0.99	0.17	0.15	3.53	1.72
	井底车场运输平巷　（单轨）	YT-PD03-45	不支护	6.95	9.98	6.95		0.15	7.10				0.15	0.15	1.65
	同　上	YT-PD03-45	喷	6.95	9.98	7.47		0.15	7.62	0.29	0.23		0.15	0.67	1.65
	同　上	YT-PD03-45	混凝土	6.93	9.98	8.48	0.10	0.15	8.73	0.86	0.69	0.10	0.15	1.80	1.65
	井底车场运输平巷　（双轨）	YT-PD03-46	不支护	13.64	13.98	13.64		0.15	13.79				0.15	0.15	1.65
	同　上	YT-PD03-46	喷	13.64	13.98	14.84		0.15	14.99	0.80	0.40		0.15	1.35	1.65
	同　上	YT-PD03-46	混凝土	13.37	13.84	16.44	0.17	0.15	16.76	2.08	0.99	0.17	0.15	3.39	1.65
	井底车场矿车摘挂钩处（单轨）	YT-PD03-47	不支护	9.53	11.66	9.53		0.15	9.68				0.15	0.15	1.80

续表

矿车容积（m³）	断面名称	通用图号	支护型式	净断面积（m²）	周长（m）	掘进断面积（m²）				每米巷道混凝土支护量（m³）					每米巷道钢材用量（kg）
						巷道	墙基	水沟	合计	拱	墙	基础	水沟	合计	
	同　上	YT-PD03-47	喷	9.53	11.66	10.39		0.15	10.54	0.53	0.33		0.15	1.01	1.80
	同　上	YT-PD03-47	混凝土	9.53	11.66	11.73	0.13	0.15	12.01	1.37	0.83	0.13	0.15	2.48	1.80
2.0	井底车场矿车摘挂钩处（双轨）	YT-PD03-48	不支护	16.97	15.64	16.97		0.15	17.12				0.15	0.15	1.80
	同　上	YT-PD03-48	喷	16.97	15.64	18.30		0.15	18.45	0.93	0.40		0.15	1.48	1.80
	同　上	YT-PD03-48	混凝土	16.97	15.64	20.37	0.17	0.15	20.69	2.41	0.99	0.17	0.15	3.72	1.80
	三心拱 $f_0=\frac{1}{3}B_0$														
	阶段运输平巷　（单轨）	YT-PD06-1	不支护	8.51	10.09	8.51		0.11	8.62				0.08	0.08	1.56
	同　上	YT-PD06-1	喷	8.51	11.09	9.32		0.11	9.43	0.40	0.41		0.08	0.89	1.56
	同　上	YT-PD06-1	混凝土	8.35	10.99	10.02	0.10	0.15	10.27	0.85	0.82	0.10	0.12	1.89	1.56
	阶段运输平巷　（双轨）	YT-PD06-2	不支护	17.07	15.88	17.07		0.11	17.18				0.08	0.08	1.56
	同　上	YT-PD06-2	喷	17.07	15.88	18.39		0.11	18.50	0.83	0.49		0.08	1.40	1.56
	同　上	YT-PD06-2	混凝土	16.82	15.76	20.19	0.17	0.15	20.51	2.14	1.23	0.17	0.12	3.66	1.56
	阶段运输平巷弯道加宽（单轨）	YT-PD06-3	不支护	10.19	12.14	10.19		0.11	10.30				0.08	0.08	1.70
6.0	同　上	YT-PD06-3	喷	10.19	12.14	11.08		0.11	11.19	0.48	0.41		0.08	0.97	1.70
	同　上	YT-PD06-3	混凝土	10.02	12.04	12.28	0.13	0.15	12.56	1.23	1.03	0.13	0.12	2.51	1.70
	阶段运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD06-4	不支护	20.74	17.63	20.74		0.11	20.85				0.08	0.08	1.70
	同　上	YT-PD06-4	喷	20.74	17.63	22.55		0.11	22.66	1.19	0.62		0.08	1.89	1.70
	同　上	YT-PD06-4	混凝土	20.47	17.50	24.78	0.19	0.15	25.12	2.87	1.44	0.19	0.12	4.62	1.70
	主要运输平巷　（单轨）	YT-PD06-5	不支护	8.51	11.09	8.51		0.15	8.66				0.15	0.15	1.58
	同　上	YT-PD06-5	喷	8.51	11.09	9.32		0.15	9.47	0.40	0.41		0.15	0.96	1.58
	同　上	YT-PD06-5	混凝土	8.35	10.99	10.02	0.10	0.15	10.27	0.85	0.82	0.10	0.15	1.92	1.58
	主要运输平巷　（双轨）	YT-PD06-6	不支护	17.07	15.88	17.07		0.15	17.22				0.15	0.15	1.58
	同　上	YT-PD06-6	喷	17.07	15.88	18.39		0.15	18.54	0.83	0.49		0.15	1.47	1.58
	同　上	YT-PD06-6	混凝土	16.82	15.76	20.19	0.17	0.15	20.51	2.14	1.23	0.17	0.15	3.69	1.58
	主要运输平巷弯道加宽（单轨）	YT-PD06-7	不支护	10.19	12.14	10.19		0.15	10.34				0.15	0.15	1.72
	同　上	YT-PD06-7	喷	10.19	12.14	11.08		0.15	11.23	0.48	0.41		0.15	1.04	1.72
	同　上	YT-PD06-7	混凝土	10.02	12.04	12.28	0.13	0.15	12.56	1.23	1.03	0.13	0.15	2.54	1.72
	主要运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD06-8	不支护	20.74	17.63	20.74		0.15	20.89				0.15	0.15	1.72

续表

矿车容积（m³）	断面名称	通用图号	支护型式	净断面积（m²）	周长（m）	掘进断面积（m²）				每米巷道混凝土支护量（m³）					每米巷道钢材用量（kg）
						巷道	墙基	水沟	合计	拱	墙	基础	水沟	合计	
	同　上	YT-PD06-8	喷	20.74	17.63	22.55		0.15	22.70	1.19	0.62		0.15	1.96	1.72
	同　上	YT-PD06-8	混凝土	20.74	17.50	24.78	0.19	0.15	25.12	2.87	1.44	0.19	0.15	4.65	1.72
	三心拱 $f_0=\frac{1}{4}B_0$														
	阶段运输平巷　（单轨）	YT-PD06-9	不支护	7.94	10.76	7.94		0.11	8.05				0.08	0.08	1.56
	同　上	YT-PD06-9	喷	7.94	10.76	8.73		0.11	8.84	0.38	0.41		0.08	0.87	1.56
	同　上	YT-PD06-9	混凝土	7.79	10.65	9.39	0.10	0.15	9.64	0.78	0.82	0.10	0.12	1.82	1.56
	阶段运输平巷　（双轨）	YT-PD06-10	不支护	15.46	15.33	15.46		0.11	15.57				0.08	0.08	1.56
	同　上	YT-PD06-10	喷	15.46	15.33	16.71		0.11	16.82	0.76	0.49		0.08	1.33	1.56
	同　上	YT-PD06-10	混凝土	15.23	15.20	18.43	0.17	0.15	18.75	1.97	1.23	0.17	0.12	3.49	1.56
	阶段运输平巷弯道加宽（单轨）	YT-PD06-11	不支护	9.47	11.77	9.47		0.11	9.58				0.08	0.08	1.70
	同　上	YT-PD06-11	喷	9.47	11.77	10.32		0.11	10.43	0.44	0.41		0.08	0.93	1.70
	同　上	YT-PD06-11	混凝土	9.27	11.65	11.44	0.13	0.15	11.72	1.14	1.03	0.13	0.12	2.42	1.70
	阶段运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD06-12	不支护	18.58	16.98	18.58		0.11	18.69				0.08	0.08	1.70
6.0	同　上	YT-PD06-12	喷	18.58	16.98	20.30		0.11	20.41	1.10	0.62		0.08	1.80	1.70
	同　上	YT-PD06-12	混凝土	18.38	16.87	22.47	0.19	0.15	22.81	2.65	1.44	0.19	0.12	4.40	1.70
	主要运输平巷　（单轨）	YT-PD06-13	不支护	8.42	11.08	8.42		0.15	8.57				0.15	0.15	1.58
	同　上	YT-PD06-13	喷	8.42	11.08	9.24		0.15	9.39	0.38	0.44		0.15	0.97	1.58
	同　上	YT-PD06-13	混凝土	8.32	11.01	9.99	0.10	0.15	10.24	0.78	0.89	0.10	0.15	1.92	1.58
	主要运输平巷　（双轨）	YT-PD06-14	不支护	15.46	15.33	15.46		0.15	15.61				0.15	0.15	1.58
	同　上	YT-PD06-14	喷	15.46	15.33	16.71		0.15	16.86	0.76	0.49		0.15	1.40	1.58
	同　上	YT-PD06-14	混凝土	15.23	15.20	18.43	0.17	0.15	18.75	1.97	1.23	0.17	0.15	3.52	1.58
	主要运输平巷弯道加宽（单轨）	YT-PD06-15	不支护	9.64	11.87	9.64		0.15	9.79				0.15	0.15	1.72
	同　上	YT-PD06-15	喷	9.64	11.87	10.50		0.15	10.65	0.44	0.42		0.15	1.01	1.72
	同　上	YT-PD06-15	混凝土	9.54	11.81	11.75	0.13	0.15	12.03	1.14	1.07	0.13	0.15	2.49	1.72
	主要运输平巷弯道加宽（双轨）	YT-PD06-16	不支护	18.58	16.98	18.58		0.15	18.73				0.15	0.15	1.72
	同　上	YT-PD06-16	喷	18.58	16.98	20.30		0.15	20.46	1.10	0.62		0.15	1.87	1.72
	同　上	YT-PD06-16	混凝土	18.38	16.87	22.47	0.19	0.15	22.81	2.65	1.44	0.19	0.15	4.43	1.72

注：表内的净断面积是按h_0（从底板算起的墙高）计算的。

3.3 平巷支护结构的选择

3.3.1 断面形式的选择

各种断面形式适用条件见表1-3-27。

各种断面形式选用表 表 1-3-27

断面形式	图 例	适 用 条 件
梯 形	图1-3-10	适于围岩稳固，跨度小于3～4m的巷道，服务年限短，小型矿山。处理大冒顶，作临时支护
三心拱	图1-3-11	多用于矿山平巷，顶压较小
圆弧拱	图1-3-12	可用于平巷，顶压小，无侧压或侧压小于顶压
半圆拱	图1-3-13	用于巷道或斜井，顶压、侧压较大，服务年限长
隧道断面	图1-3-15	顶压、侧压都大，多用于隧道

在巷道支护设计中，应充分利用建筑材料抗压性能高的特点，因此巷道上部多做成拱形，在软岩中侧压较大时，可采用曲墙式结构，有膨胀性的岩层中，多采用带仰拱的曲墙式结构或圆形结构。

实践证明，在坚硬、稳固、整体性好的岩层中，巷道围岩本身的自支撑力就可以维持巷道的稳定和安全。

3.3.2 支护型式的选择

目前支护型式常用的有：锚喷支护、整体式支护（混凝土、钢筋混凝土、砌体）、钢筋混凝土支架及木支架。截面一般采用等厚或变厚，拱矢高为$B_0/3$、$B_0/4$、$B_0/5$等几种型式。

3.3.2.1 选择支护型式时应注意的几点

（1）当岩层坚硬稳固，整体性好（岩石坚固系数$f_{kl}>6\sim8$），跨度小于6m时，可考虑不予支护。

（2）为了充分利用围岩本身抗压强度高的特点，建议开凿巷道时，尽量采用光面爆破施工方法，减少施工对围岩的破坏。

（3）锚喷支护在目前井巷支护中，得到广泛地应用，因此在设计中优先采用锚喷支护，并与光面爆破配合使用，尽量不用或少用木材做支护材料。

（4）由于地下工程地质条件的复杂性，所以支护结构的计算不能作为设计与施工的唯一依据。支护型式的选择应结合现场实际情况，通过工程类比等方法，综合考虑分析加以确定。

（5）支护型式的选择可参考表1-3-28。

3.3.2.2 整体式支护选择表

整体式支护所用的材料有混凝土、混凝土预制块、料石及钢筋混凝土等几种。

1. 按矿山常用平巷支护厚度表选取

支护型式选择表 表 1-3-28

支护型式	服务年限	适用条件	不适用条件
不支护	不限	$f_{kp}\geqslant 6$裂隙等级小于3	易风化岩层
喷射混凝土	不限	$f_{kp}\geqslant 4$裂隙等级小于或等于4	大面积渗淋水或局部涌水，遇水膨胀的岩层，有较大腐蚀介质影响，与混凝土（或砂浆）不粘结的岩层，极不稳定岩层，大断层，破碎带。
锚杆	不限	$f_{kp}\geqslant 4$裂隙等级等于或小于3	节理裂隙特别发育岩层及风化松软岩层（裂隙等级为4）
锚喷	$\geqslant 5$	$f_{kp}\geqslant 2$裂隙等级等于或小于4	同喷射混凝土
钢筋混凝土支架	5～10	$f_{kp}\geqslant 4$巷道宽度小于3m	有动压、有膨胀性岩层
砌体	$\geqslant 5$	$f_{kp}\leqslant 4$裂隙等级等于或小于4	
钢筋混凝土	$\geqslant 5$	岩层松软、有动压、极不稳定岩层	

注：1. 裂隙等级见《冶金工业建设工程地质勘察技术规范》。
2. f_{kp}——岩石坚固系数。

矿山常用的平巷支护厚度表，混凝土、混凝土块、料石支护厚度表见表1-3-29；混凝土拱、料石墙及砖砌支护厚度表见表1-3-30。

混凝土、混凝土块、料石支护厚度表 表 1-3-29

巷道净宽 (mm)	支护厚度 (mm)							
	$f_{kp}=4\sim6$				$f_{kp}=3$			
	混凝土	混凝土块	料石	墙基深	混凝土	混凝土块	料石	墙基深
3000	200	250	250	200	250	250	300	200
3500	250	300	300	200	300	300	350	250
4000	250	300	300	200	300	350	415	250
4500	300	350	350	250	350	350	415	250
5000	300	350	415	250	350	350		250
5500	300	350		250	350			250
>5500	350	350		250	400			300

注：1. 混凝土支护时，混凝土强度等级不低于$C15$。
2. 料石支护时，其强度等级不低于$M300$，其规格一般为350×200×150mm或300×250×150mm，料石的砌缝宽为10～15mm。
3. 砌体砂浆一般采用水泥砂浆，其强度等级为$M_m50\sim M_m100$。
4. 用混凝土块和料石支护时，壁后应充填50mm厚混凝土层，混凝土强度等级为$C5\sim C10$。

2. 按原建工部建研所编制的表格选取

（1）支护材料有混凝土和钢筋混凝土两种，当采用混凝土支护时，其强度等级为$C15$，采用钢筋混凝土支护时，其强度等级为$C20\sim C25$。

（2）计算荷载只包括地层均布垂直压力及结构自重，直接用荷载值表示，不考虑侧压力。

混凝土拱料石墙及砖砌支护厚度表　　表 1-3-30

巷道净宽 (mm)	支护厚度 (mm)							
	混凝土拱		料石墙		砖砌			
					$f_{kp}=4\sim6$		$f_{kp}=3$	
	$f_{kp}=4\sim6$	$f_{kp}=3$	$f_{kp}=4\sim6$	$f_{kp}=3$	拱	墙	拱	墙
3000	200	200	300	300	370	370	490	490
3500	230	230	350	350	490	490	615	615
4000	230	250	350	350	490	490	615	615
4500	250	270	350	415				
5000	270	300	415	465				
5500	300	330	465	515				

注：1. 采用砖砌支护时，其支护厚度为1.5B、2.0B、2.5B（B为砖的长度）。
2. 砖的强度等级不得小于$M75$，砖的规格为240×115×53mm。
3. 采用砖砌支护时，壁后应充填50mm厚的混凝土，其强度等级为$C5\sim C10$。
4. 其他见表1-3-29之注。

（3）在实际工程中，可能遇到各种各样的情况，按可能出现的情况，编制了45个断面，以供选用，其特点如下：

地层弹性压缩系数K值降低25%（考虑回填不好的影响）；

不考虑拱部的弹性抗力；

在拱顶两侧$B_0/4$范围内增加50%计算荷载；

在拱顶中部$B_0/2$范围内增加50%计算荷载。

（4）一般情况按表1-3-31至表1-3-38选取，特殊情况按表1-3-39至表1-3-41选取。

（5）拱厚度变化时隧道断面基本尺寸计算，见图1-3-15。

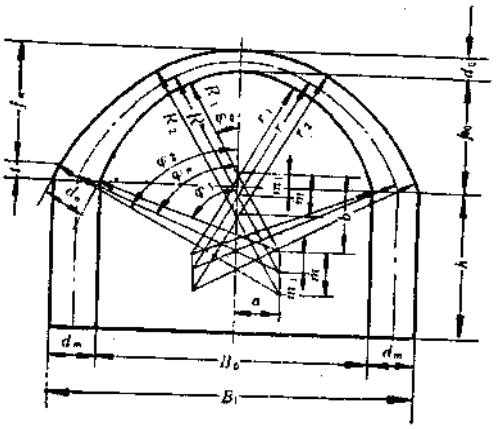


图 1-3-15　隧道断面图

计算时，先选定h、f_0、r_1、φ_0、B_0、d_0、d_n、d_m尺寸。

$$
\left.\begin{aligned}
R_1 &= \frac{(r_1-0.5B_0)(r_1+0.5B_0)-(r_1-f_0)^2+r_1}{B_0\sin\varphi_0+2(r_1-f_0)\cos\varphi_0-2r_1}\\
m_1 &= \frac{0.5\Delta d(R_1-0.5\Delta d)}{R_1(1-\cos\varphi_1)-\Delta d}\\
a &= (R_1-r_1)\sin\varphi_0\\
b &= (R_1-r_1)\cos\varphi_0\\
\Delta d &= d_m-d_0\\
\sin\varphi_1 &= \frac{0.5B_0+a}{R_1}\\
\cos\varphi_1 &= \frac{b+r_1-f_0}{R_1}\\
R &= R_1+0.5d_0+m_1\\
R_2 &= R_1+d_0+m\\
m &= \frac{\Delta d(R_1-0.5\Delta d)}{R_1(1-\cos\varphi_1)-\Delta d}\\
r &= r_1+0.5d_0+m_1\\
r_2 &= r_1+d_0+m\\
\sin\varphi_2 &= \frac{(R+0.5d_m)\sin\varphi_m}{R_2}\\
\cos\varphi_2 &= \frac{(R+0.5d_m)\cos\varphi_m+m-m_1}{R_2}\\
\sin\varphi_m &= \frac{R_1\sin\varphi_1}{R-0.5d_m}\\
\cos\varphi_m &= \frac{R_1\cos\varphi_1+m_1}{R-0.5d_m}\\
t &= f_0+d_0-f_m\\
f_m &= R_2(\cos\varphi_0-\cos\varphi_2)+r_2(1-\cos\varphi_0)
\end{aligned}\right\}\quad(1\text{-}3\text{-}13)
$$

式中 d_m——拱脚厚度，m；

f_0——净矢高，m；

r_1——中弧段内半径，m；

φ_0——中弧段圆心角(°)；

B_0——净跨度，m；

d_0——拱顶，m；

d_m——墙厚，m；

R_1、R_2——边弧内、外半径，m；

R——边拱轴线半径，m；

m_1——中弧或边弧内半径圆心与拱轴线半径圆心的垂直距离，m；

a——R_1、R、R_2的圆心与隧道垂直轴线的水平距离，m；

b——r_1与R_1两圆心的垂直距离，m；

Δd——拱脚厚度与拱顶厚度之差，m；

φ_1——拱脚处边弧内半径与隧道垂直轴线之夹角(°)；

m——中弧或边弧内外半径圆心的垂直距离，m；

r——中拱段轴线半径，m；

r_2——中弧段外半径，m；

φ_2——拱脚处边弧外半径与隧道垂直轴线之夹角(°)；

φ_n——拱脚截面与隧道垂直轴线之夹角(°)；

t——内、外拱脚水平线高差，m；

f_n——掘进矢高，m。

拱部（内拱脚水平线以上部分）每米开凿量：

$$V_n=\frac{\pi}{180}(\varphi_2-\varphi_0)R_2^2+\frac{\pi\varphi_0}{180}r_2^2-\frac{B_1}{2}(b+r_1-f_0)-(m-m_1)R_2\sin\varphi_n$$
$$-m_1(0.5B_0+a)+2ma+a(r_1-f_0)+tl_m \tag{1-3-14}$$

拱部每米支护工程量：

$$V_1=\frac{\pi}{180}(\varphi_2-\varphi_0)R_2^2+\frac{\pi}{180}\varphi_0r_2^2-\frac{\pi}{180}(\varphi_1-\varphi_0)R_1^2-\frac{\pi}{180}\varphi_0r_1^2 \tag{1-3-15}$$

拱部净断面积：

$$S_0=\frac{\pi}{180}(\varphi_2-\varphi_0)R_1^2+\frac{\pi}{180}\varphi_0r_1^2-0.5B_0(b+r_1-f_0)+a(r_1-r_0) \tag{1-3-16}$$

墙高（内拱脚水平线以下部分）1m开凿量：

$$V_h=B_1$$

墙高1m支护工程量：

$$V_2=2d_m$$

式中　V_n——拱部（内拱脚水平线以上部分）每米开凿量，m^3；

B_1——掘进跨度，m；

V_1——拱部每米支护工程量，m^3；

S_0——拱部净断面积，m^2；

V_h——墙高（内拱脚水平线以下部分）1m开凿量，m^3；

V_2——墙高1m支护工程量，m^3；

其他符号同前。

（6）拱厚度变化时圆弧拱断面基本尺寸计算，见图1-3-16。

计算时，先选定h、f_0、B_0、d_0、d_n、d_m尺寸。

$$\left.\begin{aligned}R_1&=\frac{B_0^2}{8f_0}+\frac{f_0}{2}\\ \cos\varphi_1&=\frac{R_1-f_0}{R_1}\\ \sin\varphi_1&=\frac{B_0}{2R_1}\end{aligned}\right\}$$

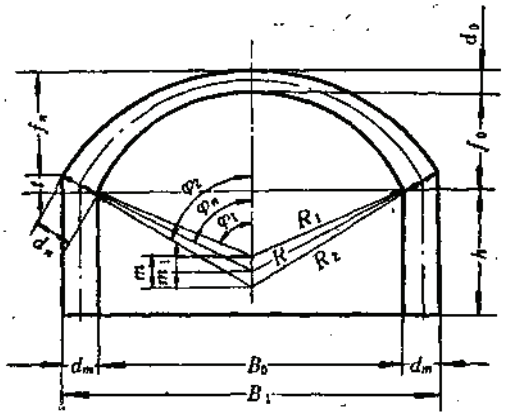


图 1-3-16 圆弧拱断面

$$
\left.
\begin{aligned}
&m=\frac{\Delta d(R_1-0.5\Delta d)}{f_0-\Delta d}\\
&m_1=\frac{0.5\Delta d(R_1-0.25\Delta d)}{f_0-0.5\Delta d}\\
&\Delta d=d_n-d_0\\
&R=R_1+0.5d_0+m_1\\
&\cos\varphi_2=\frac{(R+0.5d_n)\cos\varphi_n+m-m_1}{R_2}\\
&\sin\varphi_2=\frac{(R+0.5d_n)\sin\varphi_n}{R_2}\\
&R_2=R_1+d_0+m\\
&\cos\varphi_n=\frac{R_1-f_0+m_1}{R-0.5d_n}\\
&\sin\varphi_n=\frac{B_0}{2(R-0.5d_n)}\\
&t=f_0-d_0-f_n\\
&f_n=R_2(1-\cos\varphi_2)
\end{aligned}
\right\}
\tag{1-3-17}
$$

式中 h——内缘墙高，m；

f_0——净矢高，m；

B_0——净跨度，m；

d_0——拱顶厚度，m；

d_n——拱脚厚度，m；

d_m——墙厚，m；

R_1、R_2——圆弧内、外半径，m；

R——圆弧轴线半径，m；

φ_1——拱脚处内半径与垂直轴线的夹角（°）；

φ_2——拱脚处外半径与垂直轴线的夹角（°）；

φ_n——拱脚截面与垂直轴线的夹角（°）；

m——内、外半径圆心的垂直距离，m；

m_1——内半径圆心与拱轴线半径圆心的垂直距离，m；

Δd——拱脚厚度与拱顶厚度之差，m；

t——内、外拱脚水平线高差，m；

f_n——掘进矢高，m。

拱部（内拱脚水平线以上部分）每米开凿量：

$$V_n=\frac{\pi}{180}\varphi_2R_2^2-(m-m_1)R_2\sin\varphi_2-0.5B_0(R-f_0)+td_m \qquad (1\text{-}3\text{-}18)$$

拱部每米支护量：

$$V_1=\frac{\pi}{180}\varphi_2R_2^2-\frac{\pi}{180}\varphi_1R_1^2-(m-m_1)R_2\sin\varphi_2-0.5B_0m+td_m \qquad (1\text{-}3\text{-}19)$$

拱部净断面积：

$$S_0=\frac{\pi}{180}\varphi_1R_1^2-0.5B_0(R-f_0)+0.5B_0m_1 \qquad (1\text{-}3\text{-}20)$$

墙高（内拱脚水平线以下部分）1m开凿量：

$$V_n=B_1$$

墙高1m支护量：

$$V_2=2d_m$$

式中　V_n——拱部（内拱脚水平线以上部分）每米开凿量，m^3；

B_1——掘进跨度，m；

V_1——拱部每米支护工程量，m^3；

S_0——拱部净断面积，m^2；

V_h——墙高（内拱脚水平线以下部分）1m开凿量，m^3；

V_2——墙高1m支护量，m^3；

其他符号同前。

3．隧道支护厚度参考表

单线隧道各类支护主要截面厚度比较表，见表1-3-42，单线隧道支护厚度参考表，见表1-3-43，双线隧道支护厚度参考表，见表1-3-44。

4．按曲线图查取支护厚度（图1-3-17）

适用条件：

（1）适用于铁路隧道支护，跨度$B_0=4.9\sim8.9$m。

（2）岩层坚固系数$f_{kp}\leqslant8$。

5．按经验公式估算支护厚度

1）单线和双线隧道的经验估算公式

单线隧道：

$$d_0=(0.07\sim0.6)f_{kp}$$

双线隧道：

$$d_0=(0.1\sim1.0)f_{kp}$$

支护厚度选取表(净跨$B_0=6.0$m、墙高$h=5.0$m) 表 1-3-31

荷载q及岩层坚固系数 f_{kp}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	隧道断面 净矢高 $f_0=2.4$m	圆弧 净矢高 $f_0=2.0$m	圆弧 净矢高 $f_0=1.7$m	拱 净矢高 $f_0=1.5$m
$q=80$	0.2×10^6	d_0	0.50	0.40*	0.40*	0.40*
		d_n	0.60	0.40	0.40	0.50
$f_{kp}=2\sim3$		d_m	0.60	0.40	0.40	0.50
$q=55$	0.4×10^6	d_0	0.40	0.40	0.30*	0.40*
		d_n	0.50	0.50	0.30	0.40
$f_{kp}=3\sim4$		d_m	0.50	0.60	0.30	0.40
$q=40$	0.6×10^6	d_0	0.30	0.30	0.40	0.3*
		d_n	0.30	0.40	0.40	0.3
$f_{kp}=4\sim5$		d_m	0.30	0.40	0.40	0.3
$q=30$	0.8×10^6	d_0	0.25	0.30	0.35	0.30
		d_n	0.25	0.30	0.35	0.50
$f_{kp}=5\sim6$		d_m	0.25	0.30	0.35	0.50
$q=20$	1.0×10^6	d_0	0.20	0.20	0.25	0.25
		d_n	0.20	0.20	0.25	0.25
$f_{kp}=6\sim8$		d_m	0.20	0.20	0.25	0.25
支护几何尺寸(m)	内半径R_1		3.83	3.25	3.50	3.75
	内半径r_1		2.60			
	a		0.62			
	b		1.07			
	净全高H		7.40	7.00	6.70	
	φ_1		70°48′	67°23′	58°59′	53°08′

支护厚度选取表(净跨$B_0=8.0$m、墙高$h=5.0$m) 表 1-3-32

荷载q及岩层坚固系数 f_{kp}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	隧道断面 净矢高 $f_0=2.7$m	圆弧 净矢高 $f_0=2.3$m	圆弧 净矢高 $f_0=2.0$m	拱 净矢高 $f_0=1.8$m
$q=100$	0.2×10^6	d_0	0.40*	0.50*	0.5*	0.50*
		d_n	0.40	0.50	0.5	0.50
$f_{kp}=2\sim3$		d_m	0.40	0.50	0.5	0.50
$q=70$	0.4×10^6	d_0	0.40	0.30*	0.40*	0.40
		d_n	0.60	0.30	0.40	0.40
$f_{kp}=3\sim4$		d_m	0.60	0.30	0.40	0.40
$q=50$	0.6×10^6	d_0	0.40	0.40	0.30	0.40*
		d_n	0.40	0.50	0.30	0.40
$f_{kp}=4\sim5$		d_m	0.40	0.50	0.30	0.40
$q=35$	0.8×10^6	d_0	0.30	0.40	0.40	0.30
		d_n	0.30	0.40	0.50	0.30
$f_{kp}=5\sim6$		d_m	0.30	0.40	0.50	0.30

续表

荷载q及岩层坚固系数 f_{kp}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	隧道断面 净矢高 $f_0=2.7m$	圆弧拱 净矢高 $f_0=2.3m$	圆弧拱 净矢高 $f_0=2.0m$	圆弧拱 净矢高 $f_0=1.8m$
$q=25$	1.0×10^6	d_0	0.25	0.25	0.30	0.30
		d_n	0.25	0.25	0.30	0.30
$f_{kp}=6\sim8$		d_m	0.25	0.25	0.30	0.30
支护几何尺寸(m)	内半径R_1		5.69	4.63	5.00	5.34
	内半径r_1		3.70			
	a		0.99			
	b		1.72			
	净全高H		7.70	7.30	7.00	6.8
	φ_1		61°26′	59°45′	53°08′	48°31′

支护厚度选取表(净跨$B_0=10.0m$、墙高$h=5.0m$)　　**表 1-3-33**

荷载q及岩层坚固系数 f_{kp}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	隧道断面 净矢高 $f_0=2.8m$	圆弧拱 净矢高 $f_0=2.5m$	圆弧拱 净矢高 $f_0=2.2m$	圆弧拱 净矢高 $f_0=2.0m$
$q=80$	0.4×10^6	d_0	0.40*	0.50	0.50*	0.50*
		d_n	0.40	0.50	0.60	0.60
$f_{kp}=3\sim4$		d_m	0.40	0.50	0.60	0.60
$q=60$	0.6×10^6	d_0	0.50	0.60	0.40*	0.40*
		d_n	0.90	0.80	0.40	0.50
$f_{kp}=4\sim5$		d_m	1.00	1.00	0.40	0.50
$q=45$	0.8×10^6	d_0	0.40	0.50	0.60	0.30*
		d_n	0.50	0.70	0.80	0.30
$f_{kp}=5\sim6$		d_m	0.50	0.70	1.00	0.30
$q=30$	1.0×10^6	d_0	0.30	0.35	0.35	0.40
		d_n	0.30	0.35	0.35	0.50
$f_{kp}=6\sim8$		d_m	0.30	0.35	0.35	0.50
$q=20$	1.2×10^6	d_0	0.25	0.25	0.30	0.3
		d_n	0.25	0.25	0.30	0.3
$f_{kp}=8\sim10$		d_m	0.25	0.25	0.30	0.3
支护几何尺寸(m)	内半径R_1		11.74	6.25	6.79	7.25
	内半径r_1		4.50			
	a		3.62			
	b		6.27			
	净全高H		7.80	7.50	7.20	7.00
	φ_1		47°14′	53°08′	47°26′	43°37′

支护厚度选取表(净跨$B_0=12.0$m、墙高$h=5.0$m) 表 1-3-34

荷载q及岩层坚固系数 f_{kp}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	隧道断面 净矢高 $f_0=3.5$m	圆 净矢高 $f_0=3.0$m	弧 净矢高 $f_0=2.7$m	拱 净矢高 $f_0=2.4$m
$q=100$	0.4×10^5	d_0	0.40*	0.50*	0.50*	0.50*
		d_n	0.50	0.60	0.60	0.60
$f_{kp}=3\sim4$		d_m	0.50	0.60	0.60	0.70
$q=75$	0.6×10^5	d_0	0.50	0.60	0.50*	0.50*
		d_n	0.90	1.10	0.50	0.50
$f_{kp}=4\sim5$		d_m	1.00	1.30	0.50	0.50
$q=55$	0.8×10^5	d_0	0.40	0.50	0.60	0.40*
		d_n	0.60	0.70	0.90	0.40
$f_{kp}=5\sim6$		d_m	0.60	0.90	1.10	0.40
$q=40$	1.0×10^5	d_0	0.40	0.40	0.40*	0.50
		d_n	0.40	0.50	0.50	0.80
$f_{kp}=6\sim8$		d_m	0.40	0.50	0.60	0.90
$q=30$	1.2×10^5	d_0	0.25	0.25	0.30	0.35
		d_n	0.25	0.25	0.30	0.35
$f_{kp}=8\sim10$		d_m	0.25	0.25	0.30	0.35
支护几何尺寸(m)	内半径R_1		6.00	7.50	8.02	8.02
	内半径r_1		9.74			
	a		1.87			
	b		3.24			
	净全高H		8.50	8.00	7.70	7.40
	φ_1		53°54′	53°08′	48°26′	47°37′

支护厚度选取表(净跨$B_0=14.0$m、墙高$h=5.0$m) 表 1-3-35

荷载q及岩层坚固系数 f_{kp}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	隧道断面 净矢高 $f_0=4.0$m	圆 净矢高 $f_0=3.5$m	弧 净矢高 $f_0=3.1$m	拱 净矢高 $f_0=2.8$m
$q=85$	0.6×10^5	d_0	0.60	0.40*	0.50*	0.50
		d_n	1.20	0.50	0.70	0.70
$f_{kp}=4\sim5$		d_m	1.20	0.60	0.80	0.80

续表

荷载q及岩层坚固系数 f_{kp}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	隧道断面 净矢高 $f_0=4.0$m	圆弧拱 净矢高 $f_0=3.5$m	圆弧拱 净矢高 $f_0=3.1$m	圆弧拱 净矢高 $f_0=2.8$m
$q=65$		d_0	0.50	0.50	0.40*	0.40*
	0.8×10^8	d_n	0.80	0.90	0.50	0.50
$f_{kp}=5\sim6$		d_m	0.80	0.90	0.60	0.70
$q=50$		d_0	0.40	0.40	0.50	0.50
	1.0×10^8	d_n	0.40	0.50	0.70	0.90
$f_{kp}=6\sim8$		d_m	0.40	0.50	0.80	1.10
$q=35$		d_0	0.30	0.30	0.40	0.40
	1.2×10^8	d_n	0.30	0.30	0.40	0.60
$f_{kp}=8\sim10$		d_m	0.30	0.30	0.40	0.60
$q=25$		d_0	0.30	0.30	0.30	0.30
	1.4×10^8	d_n	0.30	0.30	0.30	0.30
$f_{kp}=10\sim12$		d_m	0.30	0.30	0.30	0.30
支护几何尺寸(m)	内半径R_1		11.99	8.75	9.45	10.15
	内半径r_1		7.00			
	a		2.50			
	b		4.32			
	净全高H		9.00	8.50	8.10	7.80
	φ_1		52°22′	53°08′	47°47′	43°37′

支护厚度选取表(净跨$B_0=16.0$m、墙高$h=5.0$m)　　表 1-3-36

荷载q及岩层坚固系数 f_{kp}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	隧道断面 净矢高 $f_0=4.6$m	圆弧拱 净矢高 $f_0=4.0$m	圆弧拱 净矢高 $f_0=3.5$m	圆弧拱 净矢高 $f_0=3.2$m
$q=100$		d_0	0.50	0.60	0.50*	0.50*
	0.6×10^8	d_n	1.20	1.10	0.80	0.80
$f_{kp}=4\sim5$		d_m	1.30	1.30	0.90	0.90
$q=75$		d_0	0.50	0.50	0.50*	0.50*
	0.8×10^8	d_n	0.80	0.80	0.50	0.60
$f_{kp}=5\sim6$		d_m	0.80	0.90	0.60	0.80
$q=60$		d_0	0.40	0.50	0.50	0.50*
	1.0×10^8	d_n	0.50	0.70	0.80	0.60
$f_{kp}=6\sim8$		d_m	0.50	0.70	0.90	0.60

续表

荷载及岩层坚固系数 q f_{kp}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	隧道断面 净矢高 $f_0=4.6$m	圆 净矢高 $f_0=4.0$m	弧 净矢高 $f_0=3.5$m	拱 净矢高 $f_0=3.2$m
$q=45$	1.2×10^8	d_0	0.40	0.40	0.50	0.50
		d_n	0.40	0.60	0.70	0.80
$f_{kp}=8\sim10$		d_m	0.40	0.60	0.70	1.00
$q=35$	1.4×10^8	d_0	0.35	0.40	0.40	0.40
		d_n	0.35	0.50	0.60	0.70
$f_{kp}=10\sim12$		d_m	0.35	0.50	0.60	0.70
支护几何尺寸(m)	内半径R_1		13.48	10.00	10.89	11.60
	内半径r_1		8.00			
	a		2.74			
	b		4.74			
	净全高H		9.60	9.00	8.50	8.20
	φ_1		52°49′	53°08′	47°16′	43°37′

支护厚度选取表(圆弧拱净跨$B_0=13.0$m墙高$h=5.0$m) 表 1-3-37

荷载q及岩层坚固系数 f_{kp}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	净矢高 $f_0=4.5$m	净矢高 $f_0=4.0$m	净矢高 $f_0=3.6$m
$q=110$	0.6×10^8	d_0	0.50*	0.50*	0.50*
		d_n	0.60	0.70	0.70
$f_{kp}=4\sim5$		d_m	0.80	0.90	0.80
$q=85$	0.8×10^8	d_0	0.70	0.50*	0.50*
		d_n	1.10	0.60	0.60
$f_{kp}=5\sim6$		d_m	1.30	0.80	0.80
$q=65$	1.0×10^8	d_0	0.60	0.60	0.50*
		d_n	0.80	0.90	0.60
$f_{kp}=6\sim8$		d_m	0.90	1.10	0.60
$q=50$	1.2×10^8	d_0	0.40	0.50	0.60
		d_n	0.60	0.80	0.90
$f_{kp}=8\sim10$		d_m	0.60	0.80	1.00
$q=40$	1.4×10^8	d_0	0.40	0.40	0.50
		d_n	0.50	0.60	0.70
$f_{kp}=10\sim12$		d_m	0.50	0.60	0.80

续表

荷载q及岩层坚固系数 f_{kp}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	净矢高 $f_0=4.5$m	净矢高 $f_0=4.0$m	净矢高 $f_0=3.6$m
支护几何尺寸	内半径R_1		11.25	12.13	13.05
	净全高H		9.50	9.00	8.60
(m)	φ_1		53°08′	47°54′	43°37′

支护厚度选取表(圆弧拱 净跨$B_0=20.0$m墙高$h=5.0$m)　　表 1-3-38

荷载q及岩层坚固系数 f_{kp}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	净矢高 $f_0=5.0$m	净矢高 $f_0=4.5$m	净矢高 $f_0=4.0$m
$q=115$		d_0	0.50*	0.60*	0.70*
	0.6×10^4	d_n	0.70	0.90	1.00
$f_{kp}=4\sim5$		d_m	0.90	1.10	1.20
$q=90$		d_0	0.70	0.50*	0.60*
	0.8×10^4	d_n	1.00	0.70	0.90
$f_{kp}=5\sim6$		d_m	1.20	0.90	1.10
$q=70$		d_0	0.60	0.70	0.50*
	1.0×10^4	d_n	0.90	1.00	0.70
$f_{kp}=6\sim8$		d_m	0.90	1.20	0.90
$q=60$		d_0	0.50	0.60	0.60
	1.2×10^4	d_n	0.70	0.90	0.90
$f_{kp}=8\sim10$		d_m	0.70	0.90	1.10
$q=50$		d_0	0.40	0.40	0.50
	1.4×10^4	d_n	0.60	0.70	0.80
$f_{kp}=10\sim12$		d_m	0.60	0.70	1.00
支护几何尺寸	内半径R_1		12.50	13.36	14.50
	净全高H		10.00	9.50	9.0
(m)	φ_1		53°08′	48°27′	43°37′

支护厚度选取表（圆弧拱、净跨$B_0=8.0$m　净矢高$f_0=2.3$m　内大半径$R_1=4.63$m）　　表 1-3-39

荷载q及岩层坚固系数 f_{k0}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	1）当$h=3.0$m时 d	1）当$h=3.0$m时 $\frac{M}{N}$	2）当$h=7.0$m时 d	2）当$h=7.0$m时 $\frac{M}{N}$	3）当$h=5.0$m，K值较原有降低25%时 d	3）当$h=5.0$m，K值较原有降低25%时 $\frac{M}{N}$	4）当$h=5.0$m，拱部不考虑围岩抗力时 d	4）当$h=5.0$m，拱部不考虑围岩抗力时 $\frac{M}{N}$	5）当$h=5.0$m，在拱部两侧$B_0/4$范围内增加50%计算荷载时 d	5）当$h=5.0$m，在拱部两侧$B_0/4$范围内增加50%计算荷载时 $\frac{M}{N}$	6）当$h=5.0$m，在拱顶中部$B_0/2$范围内增加50%计算荷载时 d	6）当$h=5.0$m，在拱顶中部$B_0/2$范围内增加50%计算荷载时 $\frac{M}{N}$
$q=100$	0.2×10^4	d_s	0.50*	$\frac{76.0}{332.0}$	0.50*	$\frac{81.4}{323.0}$	0.50*	$\frac{86.0}{319.3}$	0.50*	$\frac{193.0}{289.0}$	0.50*	$\frac{43.8}{377.0}$	0.50*	$\frac{123.7}{460.0}$
		d_n	0.50*	$\frac{-102.0}{516.0}$	0.50*	$\frac{-193.0}{507.0}$	0.50*	$\frac{117.7}{503.0}$	0.50*	$\frac{1195.0}{472.0}$	0.50*	$\frac{-136.8}{639.0}$	0.50*	$\frac{-138.3}{669.0}$
$f_{k0}=2\sim3$		d_m	0.50*		0.50*		0.50*		0.50*		0.50*		0.50*	
$q=70$	0.4×10^4	d_s	0.30*	$\frac{20.5}{271.0}$	0.30*	$\frac{23.9}{264.0}$	0.30*	$\frac{24.3}{265.0}$	0.30*	$\frac{37.0}{242.0}$	0.30*	$\frac{17.1}{297.0}$	0.30*	$\frac{35.1}{367.0}$
		d_n	0.30*	$\frac{-34.9}{379.0}$	0.30*	$\frac{-23.1}{374.0}$	0.30*	$\frac{-24.0}{351.0}$	0.30*	$\frac{-22.0}{379.0}$	0.30*	$\frac{-38.0}{450.0}$	0.30*	$\frac{-37.0}{480.0}$
$f_{k0}=3\sim4$		d_m	0.30*		0.30*		0.30*		0.30*		0.30*		0.30*	
$q=50$	0.6×10^4	d_s	0.40		0.40		0.40		0.40*	$\frac{30.5}{167.0}$	0.40*		0.40*	$\frac{35.5}{263.0}$
		d_n	0.50		0.50		0.50		0.50*	$\frac{-34.6}{206.0}$	0.50		0.50*	$\frac{-44.8}{365.0}$
$f_{k0}=4\sim5$		d_m	0.50		0.50		0.50		0.50*		0.50		0.50	
$q=35$	0.8×10^4	d_s	0.40		0.40		0.40		0.40	$\frac{21.1}{115.0}$	0.40		0.40	
		d_n	0.40		0.40		0.40		0.40	$\frac{-13.5}{142.0}$	0.40		0.40	
$f_{k0}=5\sim6$		d_m	0.40		0.40		0.40		0.40		0.40		0.40	
$q=25$	1.0×10^4	d_s	0.25		0.25		0.25		0.25		0.25		0.25	
		d_n	0.25		0.25		0.25		0.25		0.25		0.25	
$f_{k0}=6\sim8$		d_m	0.25		0.25		0.25		0.25		0.25		0.25	

支护厚度选取表（圆弧拱、净跨$B_0=12.0$m　净矢高$f_0=3.0$m　内大半径$R_1=7.5$m）　　表 1-3-40

荷载q及岩层坚固系数 f_{kp}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	1）当$h=3.0$ m时 d	1）当$h=3.0$ m时 $\frac{M}{N}$	2）当$h=7.0$m时 d	2）当$h=7.0$m时 $\frac{M}{N}$	3）当$h=5.0$m，K值较原有的降低35%时 d	3）当$h=5.0$m，K值较原有的降低35%时 $\frac{M}{N}$	4）当$h=5.0$m，拱部不考虑围岩抗力时 d	4）当$h=5.0$m，拱部不考虑围岩抗力时 $\frac{M}{N}$	5）当$h=5.0$m，在拱两侧$B_0/4$范围内增加5%计算荷载时 d	5）当$h=5.0$m，在拱两侧$B_0/4$范围内增加5%计算荷载时 $\frac{M}{N}$	5）当h=5.0m，在拱顶中部$B_0/3$范围内增加50%计算荷载时 d	5）当h=5.0m，在拱顶中部$B_0/3$范围内增加50%计算荷载时 $\frac{M}{N}$
$q=100$	0.4×10^6	d_0	0.50*	$\frac{75.0}{631.0}$	0.50*	$\frac{83.9}{610.0}$	0.50*	$\frac{88.6}{618.0}$	0.50*	$\frac{148.4}{565.0}$	0.50*	$\frac{62.7}{695.0}$	0.50*	$\frac{129.3}{902.0}$
		d_n	0.60*	$\frac{-181.9}{866.0}$	0.60*	$\frac{-164.0}{851.0}$	0.60*	$\frac{-193.0}{851.0}$	0.60*	$\frac{-162.5}{795.0}$	0.60*	$\frac{-224.0}{1028.0}$	0.60*	$\frac{-230.9}{1168.0}$
$f_{kp}=3\sim4$		d_m	0.60*		0.60*		0.60*		0.60*		0.60*		0.60*	
$q=75$	0.6×10^6	d_0	0.60		0.60		0.60*	$\frac{79.1}{451.0}$	0.60*	$\frac{89.0}{426.0}$	0.60*	$\frac{65.0}{512.0}$	0.60*	$\frac{117.0}{667.0}$
		d_n	1.10		1.10		1.10*	$\frac{-98.4}{536.0}$	1.10*	$\frac{-235.6}{626.0}$	1.10*	$\frac{-309.5}{291.0}$	1.10*	$\frac{-314.0}{894.0}$
$f_{kp}=4\sim5$		d_m	1.30		1.30		1.30*		1.30*		1.30*		1.30*	
$q=55$	0.8×10^6	d_0	0.50		0.50		0.50		0.50		0.50		0.50	
		d_n	0.70		0.70		0.70		0.70		0.70		0.70	
$f_{kp}=5\sim6$		d_m	0.90		0.90		0.90		0.90		0.90		0.90	
$q=40$	1.0×10^6	d	0.40		0.40		0.40		0.40		0.40		0.40	
		d_n	0.50		0.50		0.50		0.50		0.50		0.50	
$f_{kp}=6\sim8$		d_m	0.50		0.50		0.50		0.50		0.50		0.50	
$q=30$	1.2×10^6	d_0	0.25		0.25		0.25		0.25		0.25		0.25	
		d_n	0.25		0.25		0.25		0.25		0.25		0.25	
$f_{kp}=8\sim10$		d_m	0.25		0.25		0.25		0.25		0.25		0.25	

支护厚度选取表(圆弧拱、净跨$B_0=16.0$m 净矢高$f_0=4.0$m 内大半径$R_1=10$m) 表 1-3-41

荷载q及岩层原固系数 f_{k0}	岩层弹性压缩系数 K	支护截面	1) 当$h=3.0$m时 d	1) $\frac{M}{N}$	2) 当$h=7.0$m时 d	2) $\frac{M}{N}$	3) 当$h=5.0$m，K值较原有降低25%时 d	3) $\frac{M}{N}$	4) 当$h=5.0$m，拱部不考虑围岩抗力时 d	4) $\frac{M}{N}$	5)当$h=5.0$m，在拱两侧$B_0/4$范围内增加50%计算荷载时 d	5) $\frac{M}{N}$	6)当$h=5.0$m，在拱顶中部，$B_0/2$范围内增加50%计算荷载时 d	6) $\frac{M}{N}$
$q=100$	0.6×10^6	d_0	0.60*	$\frac{100.0}{890.0}$	0.60		0.60*	$\frac{109.0}{878.0}$	0.60*	$\frac{144.2}{815.0}$	0.60*	$\frac{79.0}{974.0}$	0.60	$\frac{167.3}{1285.0}$
		d_n	1.10*	$\frac{-424.3}{122.1}$	1.10		1.10*	$\frac{-408.7}{120.6}$	1.10*	$\frac{-287.6}{1338.0}$	1.10*	$\frac{-483.4}{143.9}$	1.10	$\frac{-484.7}{1612.0}$
$f_{k0}=4\sim5$		d_m	1.30*		1.30		1.30*		1.30*		1.30*		1.30	
$q=75$	0.8×10^6	d_0	0.50*	$\frac{53.9}{678.0}$	0.50		0.50*	$\frac{68.9}{671.0}$	0.50*	$\frac{88.0}{626.0}$	0.50*	$\frac{36.9}{739.0}$	0.50	$\frac{94.3}{983.0}$
		d_n	0.80*	$\frac{-190.8}{844.0}$	0.80		0.80*	$\frac{-198.6}{902.0}$	0.80*	$\frac{-89.6}{854.5}$	0.80*	$\frac{-232.0}{1070.0}$	0.80	$\frac{-239.6}{1244.0}$
$f_{k0}=5\sim6$		d_m	0.90*		0.90		0.90*		0.90*		0.90*		0.90	
$q=60$	1.0×10^6	d_0	0.50		0.50		0.50		0.50*	$\frac{71.7}{495.0}$	0.50*	$\frac{28.5}{586.0}$	0.50	
		d_n	0.70		0.70		0.70		0.70*	$\frac{-49.8}{678.0}$	0.70*	$\frac{-145.1}{756.0}$	0.70	
$f_{k0}=6\sim8$		d_m	0.70		0.70		0.70		0.70*		0.70*		0.70	
$q=45$	1.2×10^6	d_0	0.40		0.40		0.40		0.40*	$\frac{41.4}{386.0}$	0.40		0.40	
		d_n	0.60		0.60		0.60		0.60*	$\frac{-5.6}{518.4}$	0.60		0.60	
$f_{k0}=8\sim10$		d_m	0.60		0.60		0.60		0.60*		0.60		0.60	
$q=35$	1.4×10^6	d_0	0.40		0.40		0.40		0.40		0.40		0.40	
		d_n	0.50		0.50		0.50		0.50		0.50		0.50	
$f_{k0}=10\sim12$		d_m	0.50		0.50		0.50		0.50		0.50		0.50	

注：1. 表中之符号单位：q—kN/m²；K—kN/m³；M—kN·m；N—kN。
2. 表1-3-31至表1-3-38中，数字左上方有"*"者表示应配置少量的钢筋，其配筋率为0.05%～0.1%。
3. 表1-3-39至表1-3-41中，数字左上方有"*"者表示应配置钢筋，可按表中的弯矩M和轴向力N进行计算。
4. 支护截面按破损阶段进行验算的，素混凝土强度安全系数：当受压达到极限强度时$K=2.5$，受拉达到极限强度时$K=3.9$。
5. 混凝土支护受压截面法向偏心距不应超过$0.4d$(d为截面厚度)。
6. 表1-3-31至表1-3-41摘自原地工部设计局直属专业设计室编制的《整体式衬砌断面图表》。
7. 表中的"隧道断面"为原表中的"似椭圆拱"。
8. 已将原表单位换算成法定单位。
9. 表中符号意义见图1-3-15，图1-3-16。

单线隧道各类支护主要截面厚度比较表(mm) 表 1-3-42

坚固系数	支护类别																	
	一般地区			浅埋			偏压				斜交硐口					八度地震区		
f_{kp}	拱顶	拱脚	边墙	拱顶	拱脚	边墙	地面坡	拱顶	拱脚	边墙	斜交角度	仰坡	拱顶	拱脚	边墙	拱顶	拱脚	边墙
≥10	预留250	预留250	0															
≥6	250	250	0($f_{kp}>6$) 250($f_{kp}=6$)								45°/60°	1:0.1~1:0.3	350	350	350			
5	250	250	250	400	400	400					45°/60°	1:0.3	400	400	400	400	400	400
4	350	350	350	500	500	500					45°/60°	1:0.5	600/500	600/500	700/600	500	500	500
3	450	450	450	600	600	600	1:1.5 1:1 1:0.75	550 650 750	内790/外1250 内890/外1360 内990/外1460	内750/外1150 内850/外1250 内950/外1350	45°/60°	1:0.75	650/550	650/550	900/800	600	600	600
2	450	直600/曲540	直600/曲550	直700/曲800	直700/曲690	700	1:1.5 1:1	650 750	内890/外1360 内990/外1460	内850/外1250 内950/外1350						直700/曲600	直700/曲680	700
1.5	500	直750/曲660	直800/曲700	600	780	800	1:1.5	直800/曲750	内1050/外1520 内990/外2180	内1000/外1400 内1050/外1900						600	760	800
1	550	750	800	700	790	800	1:1.5	750	内990/外2180	内1050/外1900						700	780	800
0.6	600	840	900	700	880	900										700	860	900
支护材料强度等级	混凝土C14			混凝土C14			拱部：混凝土C17 边墙：混凝土C14				拱部：混凝土C17 边墙：混凝土C17					钢筋混凝土C14		

注：1. 表中支护型式：$f_{kp}\geq3$(偏压$f_{kp}\geq2$)为直墙式；$f_{kp}\leq1.5$(偏压及一般地区$f_{kp}\leq1$)为曲墙式，其余有直墙及曲墙两种型式，其截面厚度不同时，分别用如$\frac{直700}{曲600}$的形式表示之。

2. $\frac{内}{外}$表示偏压支护中内侧(靠山侧)及外侧(靠河侧)的拱脚边墙厚度。

3. 本表摘自《铁路工程设计技术手册》隧道1978年。

单线隧道支护厚度参考表 表 1-3-43

序号	坚固系数 f_{kp}	支护型式	φ	压力拱高 h (m)	垂直压力 q (kN/m²)	侧压力 (kN/m²)	拱顶 (m)	拱脚 (m)	边墙 (m)	墙基宽 (m)
1	>6	半支护	75°	0.8	25.0		0.25	0.25		
2	≥5	直墙	72°30′	1.0 1.0	31.0 32.0		0.25 0.30	0.25 0.30	0.25 0.30	
3	4	同上	70°	1.3	41.0		0.35	0.35	0.35	
4	3	同上	70°	1.8	54.0		0.45	0.45	0.45	
5	2	直墙有仰拱 曲墙有仰拱	65°	2.9 2.9 3.0	81.0 81.0 88.0		0.45	0.60	0.60	0.85 0.90
6	1.5	直墙有仰拱 曲墙有仰拱	60°	4.2 4.4	95.0 97.0	6.0/18.0	0.50	0.75	0.80	1.08
7	2	直墙有仰拱 曲墙有仰拱	65°	2.9 2.9 3.0	81.0 81.0 88.0		0.45	0.54	0.55	1.15 1.21
8	1.5	同上	60°	4.2 4.9	95.0 97.0	6.0/18.0	0.50	0.66	0.70	1.56 1.57
9	1.0	同上	45°	7.9	158.0	26.0/53.0	0.55	0.75	0.80	1.64 1.65
10	0.6	同上	30°	16.0	265.0	83.0/130.0	0.60	0.84	0.90	1.70 1.70

注：1. 已将原表中单位换算成法定单位。
2. 本表摘自《铁路工程设计技术手册》隧道，1978年。

双线隧道支护厚度参考表 表 1-3-44

坚固系数 f_{kp}	岩层内摩擦角 φ	压力拱高 h (m)	垂直压力 q (kN/m²)	侧压力 (kN/m²)	支护类型	支护尺寸(m) 拱顶	拱脚	边墙	墙基宽
>10					不支护				
10	80°	0.8	20.0		半支护	0.30	0.40		
7～8	75°	1.1	28.0		无仰拱	0.35	0.45	0.35	0.60
5～6	72°30′	1.6	40.0		同上	0.40	0.50	0.50	0.75
4	70°	2.1	53.0		同上	0.50	0.60	0.60	0.85
3	70°	2.8	70.0		同上	0.60	0.75	0.75	0.95
2					同上	0.60	0.90	1.00	1.40
2	65°	4.4	104.0	5.2/16.7	有仰拱	0.60	0.90	1.00	1.40
1.5	60°	6.5	124.0	9.0/22	同上	0.70	1.10	1.25	2.04
1.0	45°	11.4	205.0	35.0/67.0	同上	0.80	1.25	1.43	2.17
0.6	30°	22.5	300.0	120.0/175	同上	0.90	1.50	1.78	2.48

注：同表1-3-43。

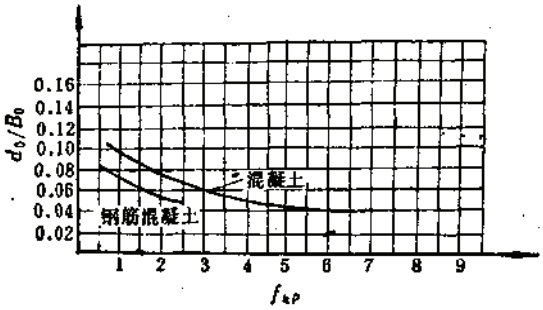


图 1-3-17　支护厚度曲线图

d_0—拱的支护厚度；B_0—隧道净跨；f_{kp}—岩层坚固系数，当 $f_{kp}<2$，且又为曲墙支护时，查得曲线值可减少10～15%

与中心线成60°角的拱圈截面厚：

$$d_n=(1.2\sim1.4)d_0$$

最大跨度处墙厚：

$$d_m=(1.4\sim2.0)d_0$$

仰拱厚：

$$d_s=(0.5\sim0.8)d_0$$

边墙基础宽：

$$d_B=(1.2\sim1.6)d_m$$

式中　d_0、d_n、d_m——分别为拱顶、拱脚、边墙的厚度，cm；

d_s——仰拱厚，cm；

d_B——边墙基础宽，cm。

上式适用于混凝土强度等级为 $C15$、$C20$。式中低值用于 $f_{kp}>4$ 的岩层中；高值用于 $f_{kp}\leqslant8$的岩层中。

2）国外经验公式

当混凝土强度等级为$C15$时：

$$\left.\begin{aligned}
&d_0=(0.05\sim0.07)\sqrt{\beta}\left(1+\sqrt{\frac{B_0}{f_{kp}}}\right)\\
&d_n=(1.25\sim1.5)d_0\\
&d_m=(1\sim2)d_n\\
&d_B=(1\sim1.5)d_m\\
&d_s=(0.5\sim0.8)d_0\\
&f_s=(0.1\sim0.2)B_s\\
&\beta=\frac{B_0}{f_0}\quad\text{见表1-3-45。}
\end{aligned}\right\}\qquad(1\text{-}3\text{-}21)$$

式中　f_0——拱矢高（cm）；

B_0——拱的净跨（cm）；

f_s——仰拱矢高（cm）；

B_s——仰拱跨度（cm）；

β 值 表 表 1-3-45

f_{kp}	0.3～0.5	0.6～0.8	1	1.5	2	3～4	5～6	≥8
$\beta=\frac{B_0}{f_0}$	2.5	3	3.5	4	4.5	5	5.5	6

其他符号同前。

上述经验公式，当$f_{kp}>4$时，取式中之低值；当$f_{kp}<0.8$时，取式中之高值。

当混凝土强度等级为$C10$、$C15$时

$$d_0=8.5\sqrt{\frac{a_0}{f_0}}\left(1+\sqrt{\frac{B_0}{100f_{kp}}}\right) \tag{1-3-22}$$

式中 a_0——拱的净跨度之半，cm；

其他符号同前。

3.3.2.3 钢筋混凝土支架

1. 优缺点

（1）节约木材，服务年限较长，能立即承受压力。

（2）防腐性能好。

（3）巷道报废时，可回收一部分再用。

（4）由于笨重，施工时劳动强度大。

（5）需要较大的预制场地。

2. 钢筋混凝土支架的结构（见图1-3-10a）

梁柱接合处，采用亲口接头，并应垫以防腐木垫板或胶皮垫板。

构件的混凝土强度等级一般为$C20$～$C30$，主要受力钢筋用Ⅱ、Ⅲ级，顶梁主筋直径一般为10mm～20mm，架立筋6～12mm，箍筋为封闭形，直径为4～6mm，间距100～200mm。多为两根主筋，两根架立筋。

顶梁长度一般为1.8～3.6m，立柱长度2～3m，立柱倾角$\alpha=75°$～$82°$，支架间距0.3～1.2m，具体情况见表1-3-46。

钢筋混凝土支架棚距表 表 1-3-46

梯形断面顶部净宽(m)	构件截面规格尺寸(mm)		棚距 (mm)	
	宽度	高度	$f_{kp}=3$～4	$f_{kp}=5$～6
1.4～2.0	100	200	700	1000
2.1～2.4	120	220	700	1000
2.5～2.6	120	220	500	700

注：1. f_{kp}值只能代表岩石的一个方面的性质，不能概括围岩的稳定程度，所以用时应综合考虑。

2. 在岩石坚固系数$f_{kp}<3$的松软岩层中，采用钢筋混凝土支架，在使用前要进行实验，架设取得良好效果后，再大批使用。

梁柱安装好后，其背面要铺设钢筋混筋土背板，背板与围岩之间应均匀填实，防止有集中荷载作用在构件的中部。当$f_{kp}=3$～4时，采用密集背板；$f_{kp}=5$～6时，采用间隔背板；$f_{kp}=7$～8时，采用稀疏背板。

各支架间要用钢筋混凝土撑杆或撑木支撑，以增加巷道轴线方向的稳定性。

3．各构件的配筋

（1）顶梁配筋，见图1-3-18，配筋材料表见表1-3-47。

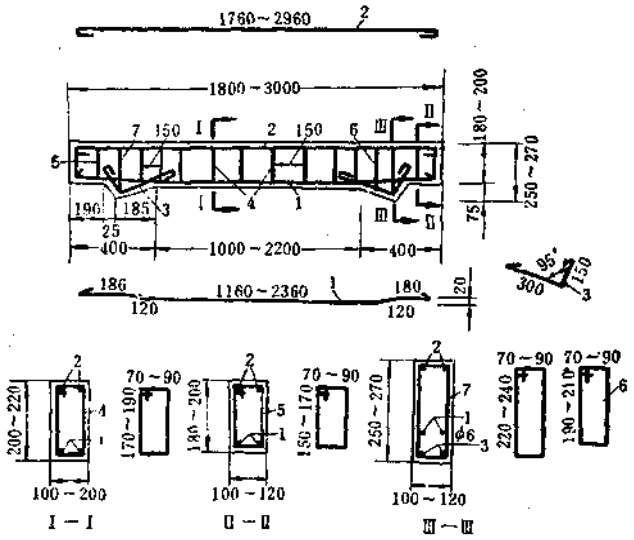


图 1-3-18　顶梁配筋图

1—Φ10～16(φ12～φ18)；2—φ8；3—φ6；4—φ4(φ6)；5—φ4(φ6)；6、7—φ4(φ6)

顶梁配筋材料表　　表 1-3-47

梯形巷道尺寸 (m)		规格 (mm) 长	宽	高	一根构件重 (kg)	一根构件材料消耗量 混凝土 (m^3)	钢筋 (kg) A_s	Ⅰ级
梯形巷道顶板净宽	1.4	1830	100	200	90	0.036	4.95	7.36
	1.5	1930	100	200	95	0.038	6.28	9.08
	1.6	2030	100	200	100	0.040	6.53	9.53
	1.7	2130	100	200	105	0.042	8.31	11.59
	1.8	2230	100	200	110	0.044	8.53	12.23
	1.9	2330	100	200	115	0.046	10.52	14.80
	2.0	2430	100	200	120	0.048	10.91	15.25
	2.1	2530	120	220	165	0.066	13.56	19.06
	2.2	2630	120	220	172	0.069	14.14	19.63
	2.3	2730	120	220	178	0.071	14.61	20.15
	2.4	2830	120	220	185	0.074	15.12	23.93
	2.5	2930	120	220	192	0.077	15.68	
	2.6	3030	120	220	198	0.079	16.26	

注：混凝土强度等级为C20。

（2）立柱配筋，见图1-3-19，配筋材料表见表1-3-48。

（3）背板配筋，见图1-3-20，配筋材料表见表1-3-49。

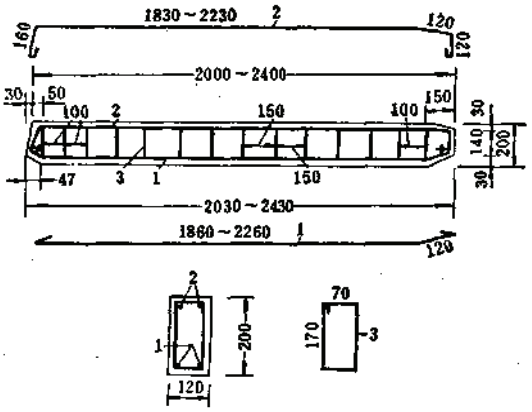


图 1-3-19 立柱配筋图

1—Φ10(φ12)；2—φ8；3—φ4(φ6)

立柱配筋材料表 表 1-3-48

梯形巷道净高(m)(从底板算起)	规格(mm) 长	宽	高	一根构件重(kg)	一根构件材料消耗量 混凝土(m³)	钢筋(kg) A_s	Ⅰ级
1.8	2100	100	200	105	0.042	5.26	7.73
	2100	120	200	120	0.051	5.31	7.87
2.0	2300	100	200	115	0.046	5.77	8.50
	2300	120	200	138	0.056	5.83	8.65
2.2	2500	100	200	125	0.050	6.25	9.20
	2500	120	200	150	0.060	6.32	9.36
2.4	2700	100	200	135	0.054	7.45	10.80
	2700	120	200	162	0.065	7.54	10.97
2.6	2900	100	200	145	0.058	8.74	12.53
	2900	120	200	174	0.070	8.84	12.71

注：混凝土强度等级为C20。

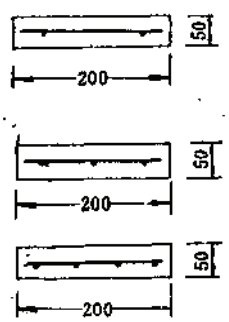


图 1-3-20 背板配筋图

钢筋直径均为φ6

背板配筋材料表　　表 1-3-49

规格（mm）			一块背板重	一块背板材料消耗量	
长	宽	高	(kg)	混凝土 (m^3)	钢筋量 (kg)
500	200	50	12.5	0.005	0.399 (0.17)
700	200	50	17.5	0.007	0.510(0.222)
900	200	50	22.5	0.009	0.815 (0.35)
1200	200	50	30.0	0.012	1.320(0.575)

注：1. 混凝土强度等级为C20。
2. 钢筋量栏中括号外的数字为直径6mm的钢筋量，括号内的数字为直径4mm的冷拔丝的钢筋量。
3. 应优先使用冷拔丝钢筋(可不弯钩)。

3.3.2.4 木支架

1. 优缺点

（1）重量轻，易于加工，便于施工和拆除。

（2）具有一定的强度，可以做成有一定刚度或有较大可塑性的结构，适于复杂的地质条件，当地压突然增加时，木支架能发出声响讯号。

（3）易腐蚀，不防火。

2. 木支架的结构

如图1-3-106所示，梁柱接合处常用亲口接，并要求接合紧密，立柱与底板的夹角一般为80°。木支架一般每米巷道架设1～3架，支架之间要打上小圆木或方木制作的支撑，以增加各支架之间的稳定性。

顶梁与立柱的直径一般为160～220mm，木背板一般采用厚25～50mm，宽100～200mm的木板或板皮。

顶帮背板一般采用密集背板、两帮背板：

当$f_{kp}\geqslant 8$时，不要加背板。

当$8>f_{kp}>3$时，采用间隔背板。

当$f_{kp}\leqslant 3$时，采用密集背板。

3. 木支架结构计算

木支架结构计算简图见图1-3-21。

1）内力计算

（1）顶梁内力：

$$\left.\begin{aligned} M &= 0.125CqB^2 \\ N &= \frac{1}{6}(e_2+2e_1)h \\ h &= L\sin\alpha \end{aligned}\right\} \tag{1-3-23}$$

式中　M——顶梁的最大设计弯矩，N·mm；

C——支架间距，mm；

q——顶梁的垂直均布设计压力，MPa；

B——顶梁的计算跨度，mm；

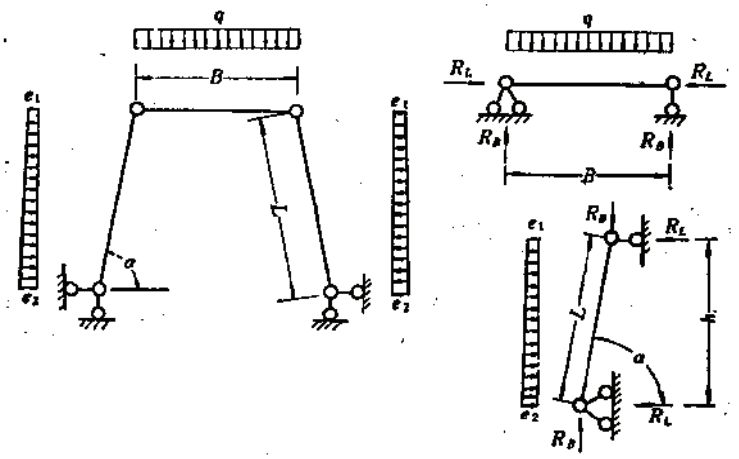


图 1-3-21 木支架结构计算简图

N——顶梁的设计轴向力，N；

h——立柱垂直高度，mm；

e_1，e_2——巷道顶、底板处水平侧向设计压力，MPa；

L——立柱斜长，mm；

α——立柱与底板夹角（°）。

（2）立柱内力：

$$\left.\begin{aligned} M &= \frac{1}{54(e_2-e_1)^2}\left[2\sqrt{3}\,(e_2^2+e_2e_1+e_1^2)^{\frac{3}{2}}-9e_2e_1(e_2+e_1)\right] \\ N &= 0.5cqB\sin\alpha \end{aligned}\right\} \tag{1-3-24}$$

式中符号同前

因顶梁的压力对立柱各截面弯矩影响很小，又为了简化计算，故在弯矩计算中没有考虑顶梁压力的影响。

2）断面选择及强度验算

断面选择见第一章1.6.3.4部分。

木支架的顶梁和立柱应按偏心受压构件计算。

（1）顶梁强度验算：

$$\left.\begin{aligned} &\frac{(e_2+2e_1)}{6\varphi A_o}h+\frac{0.125cqB^2f_C}{W_nf_m}\leqslant f_C \\ &\varphi=\frac{1}{1+\left(\frac{\lambda}{65}\right)^2}\ （当\lambda\leqslant 91时） \\ &\varphi=\frac{2800}{\lambda^2}\ （当\lambda>91时） \\ &\lambda=\frac{L_o}{\sqrt{I/A}} \end{aligned}\right\} \tag{1-3-25}$$

式中　φ——纵向弯曲系数

A_o——受压构件的计算面积（mm^2），当构件无缺口时，$A_o=A$，缺口不在边缘时，$A_o=0.9A$，缺口在边缘且为对称时，$A_o=A_n$；

A——构件毛截面面积，mm^2；

A_n——构件的净截面面积，mm^2；

f_C——木材顺纹抗压设计强度，MPa；

f_m——木材抗弯设计强度，MPa；

W_n——构件的净截面抵抗矩，mm^3；

λ——构件细长比；

L_o——受压构件的计算长度（mm），按实际长度乘以下列系数，两端铰接乘以1.0；一端固定，一端自由乘以2.0；一端固定，一端铰接，乘以0.8；

I——构件毛截面惯性矩，mm^4；

其他符号同前。

当不需考虑纵向弯曲系数φ的影响时，则式（1-3-25）中的$\varphi=1$。

（2）立柱强度验算：

$$\frac{0.5cqB}{\varphi A_o}\sin\alpha+\frac{[2\sqrt{3}(e_2^2+e_2e_1+e_1^2)^{\frac{3}{2}}-9e_2e_1(e_2+e_1)]h^2f_c}{54(e_2-e_1)^2W_nf_m}\leqslant f_c \qquad (1\text{-}3\text{-}26)$$

式中符号同前。

当不需考虑纵向弯曲系数φ的影响时，则式（1-3-27）中的$\varphi=1$。

木支架顶梁直径，每米巷道支架架数的选择见表1-3-50。

平巷木支架顶梁直径选择表　　表 1-3-50

巷道净跨 (m)	顶梁直径 (mm)	每米巷道支架架数		
		$f_{KP}=8\sim10$	$f_{KP}=4\sim6$	$f_{KP}=3$
1.5～1.8	160	1.0	1.0	1.0
1.8～2.0	160	1.0	1.0	1.5
2.0～2.2	180	1.0	1.0	1.5
2.2～2.4	180	1.0	1.5	2.0
2.4～2.6	180	1.0	2.0	2.0
2.6～2.8	200	1.0	2.0	2.0
2.8～3.0	200	1.0	2.0	2.5
3.0～3.2	200	1.5	2.5	3.0
3.2～3.4	220	1.5	3.0	3.5
3.4～3.6	220	1.5	3.0	4.0
3.6～3.8	220	2.0	3.0	4.0
3.8～4.1	220	2.0	3.5	4.0
4.1～4.5	220	2.5	4.0	
>4.5	220	2.5		

3.3.2.5　锚喷支护

锚喷支护的优缺点可概括如下：

（1）节约木材和钢材。

（2）降低支护成本。

（3）掘进断面小，减少开凿量。

（4）施工工艺简单，有利于机械化施工，减轻劳动强度。

（5）有利于一次成巷，加快掘进速度。

（6）劳动条件差，需加强防护工作。

锚喷支护的一般规定和支护参数选择见第八章。

3.3.3 支 护 材 料

3.3.3.1 支护材料的选择

（1）支护材料的选择，除了满足生产、安全、工程的特殊要求外，一般应就地取材。

（2）一般地下工程所用混凝土的强度等级为$C10$～$C20$，钢筋混凝土的强度等级为$C15$～$C25$。

（3）受气温影响的及地下水较大的工程应考虑混凝土的抗冻、抗渗和抗侵蚀的要求。混凝土的强度等级应大于$C20B_4$或者$C25B_4$，$M50$，钢筋混凝土强度等级为$C15$～$C40$ B_4，M_{50}（B表示抗渗系数，M表示冻融循环次数）。

（4）一般矿用料石的强度等级不得低于$M300$～$M400$，其软化系数不小于0.85～0.9。

3.3.3.2 支护材料的最低强度等级，见表1-3-51和表1-3-52。

支护材料的最低强度等级表 表 1-3-51

材料种类	水泥砂浆	混凝土强度等级					料石
支护方法	砌 筑	喷 射 混凝土	混凝土支护		钢筋混凝土支护		砌筑
			现浇	预制	现浇	装配	
拱圈及边墙	M_m75～M_m100	$C20$	$C15$	$C15$	$C15$	$C20$	$M300$

注：此表摘自《铁路工程设计技术手册》隧道，1978年。

各部位支护材料最低强度等级表 表 1-3-52

工程部位	材料种类			
	混 凝 土	片石混凝土	钢筋混凝土	喷射混凝土
拱 圈	$C15$		$C20$	$C20$
边 墙	$C15$	$M150$	$C20$	
仰 拱	$C15$	$M150$	$C20$	
铺 底	$C10$			

注：同表1-3-51。

3.4 平巷整体式支护结构的计算

平巷支护的计算，不论用哪种方法，就其理论来说都是很严密的，其计算精度也是可

取的。由于平巷支护结构所处条件的复杂性，特别是作用在结构上的主要荷载（地压），是随着岩石的强度、节理、裂隙、岩层构造应力、地下水以及巷道的施工方法和支护时间的不同而变化。尽管国内外对比均做了大量的研究工作，但到目前为止仍不能提出一套完整准确的计算公式来。鉴于此，支护结构的计算不能作为结构设计的唯一依据，还要借助于工程类比、现场观察实测等综合方法来确定。

3.4.1　作用在平巷支护结构上的荷载

3.4.1.1　荷载及其组合

1．可变荷载

可变荷载分为地层压力；地下水压力；岩层对支护结构产生的抗力；壁后注浆压力，一般取0.3～0.5MPa；施工时临时荷载和作用于结构上的设备动力。

2．永久荷载

永久荷载分为支护结构自重和作用在结构上的设备自重两种。

3．偶然荷载

偶然荷载为地震荷载。

4．荷载组合

荷载组合见第一章竖井1.5.3.1部分。

3.4.1.2　地压计算

现将我国各部门通常使用的几种地压计算方法介绍如下。

1．我国铁道部门隧道规范的计算公式

1）作用在支护结构上的垂直均布压力

作用在支护结构上的垂直均布标准压力值为：

$$\left.\begin{aligned} q_k &= 0.45\times 2^{0.5S}\gamma\omega \\ \omega &= 1+i(B-5) \end{aligned}\right\} \qquad (1-3-27)$$

式中　q_k——垂直均布标准压力值，kPa；

S——围岩类别，如Ⅳ类围岩$S=4$，Ⅴ类围岩$S=5$，围岩分类见表1-3-12；

γ——围岩重力密度，kN/m³；

ω——坑道跨度影响系数；

B——坑道跨度，m；

i——围岩压力增减率，即以$B=5$m的围岩垂直均布压力为准，B每增加1m时的围岩压力增减率。当$B<5$m时，取$i=0.2$；$B=5\sim15$m时，取$i=0.1$；$B>15$m时，可按$i=0.1$采用。

2）该公式的适用条件

（1）坑道高度与坑道跨度之比小于1.7。

（2）深埋坑道。

（3）不产生显著偏压及膨胀性压力的一般围岩。

（4）采用矿山法施工的坑道。

3）水平均布压力

水平均布压力为：

$$e_k = nq_k \tag{1-3-28}$$

式中 e_k——水平均布标准压力值，kPa；

n——水平与垂直标准压力值之比，见表1-3-53。

n 值 表 表 1-3-53

围岩类别	Ⅵ~Ⅴ	Ⅳ	Ⅲ	Ⅱ	Ⅰ
n	0	$0\sim\frac{1}{6}$	$\frac{1}{6}\sim\frac{1}{3}$	$\frac{1}{3}\sim\frac{1}{2}$	$\frac{1}{2}\sim1$

式（1-3-29）的适用条件同（1-3-28）式的适用条件。

2．松散体理论地压计算公式

此法是以平巷开挖后是否能形成平衡拱为基础，分两种情况。

1）深埋情况

当地下结构埋置深度等于或大于两倍冒落拱高（即$H_0 \geqslant 2h_1$）时，按深埋情况考虑。冒落拱假设为抛物线形，地压按垂直均布考虑。

（1）垂直均布压力，见图1-3-22。

冒落拱高：

$$h_1 = \frac{a_1}{f_{kp}} = \frac{1}{f_{kp}}\left[a + H_1 \mathrm{tg}\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right)\right] \tag{1-3-29}$$

式中 h_1——冒落拱高，m；

a_1——冒落拱跨度的一半，m；

a——平巷掘进宽度的一半，m；

H_1——平巷掘进高度，m；

φ——围岩内摩擦角（°）

f_{kp}——岩石坚固系数，对于松散土及粘性土$f_{kp} = \mathrm{tg}\varphi$。

垂直均布压力：

$$q_k = \gamma h_1 \tag{1-3-30}$$

式中 q_k——垂直均布标准压力值，kPa；

γ——围岩重力密度，kN/m³；

其他符号同前。

（2）水平侧压力一般按梯形分布：

$$\left.\begin{aligned} e_{1k} &= \gamma h_1 \mathrm{tg}^2\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right) \\ e_{2k} &= \gamma(h + H_1)\mathrm{tg}^2\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right) \end{aligned}\right\} \tag{1-3-31}$$

式中 e_{1k}、e_{2k}——分别为拱顶和墙底处的标准侧压力值，kPa；

其他符号同前。

水平侧压力也可按平均的$e_{ch}=\frac{1}{2}(e_{1h}+e_{2h})$矩形分布考虑。

2）浅埋情况

当结构埋置深度小于两倍冒落拱高（即$H_v<2h_1$）时或因其他原因不能形成冒落拱时，按浅埋情况考虑。

（1）垂直均布压力，见图1-3-23。

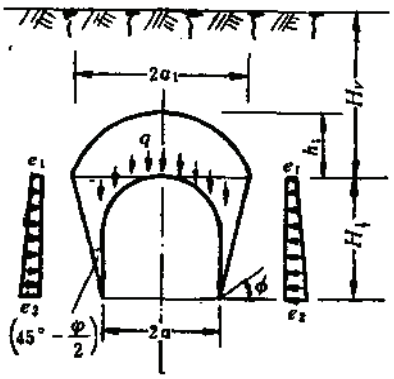


图 1-3-22　地压计算图

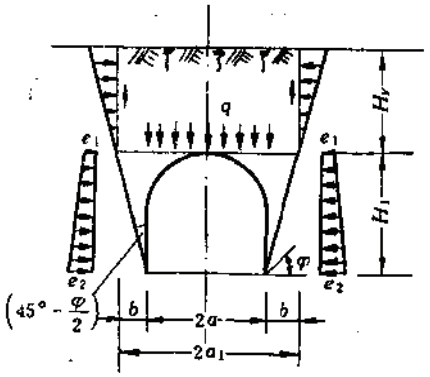


图 1-3-23　地压计算图

$$q_h=\gamma H_v \tag{1-3-32}$$

（2）水平侧压力：

$$\left.\begin{aligned}e_{1h}&=\gamma H_v\mathrm{tg}^2\left(45^\circ-\frac{\varphi}{2}\right)\\e_{2h}&=\gamma(H_1+H_v)\mathrm{tg}^2\left(45^\circ-\frac{\varphi}{2}\right)\end{aligned}\right\} \tag{1-3-33}$$

岩层特征及参数见表1-3-54。

3.4.2　用力法计算整体式支护结构

3.4.2.1符号及其正负方向的规定

1）荷载及围岩（或支护材料）物理力学指标：

q——垂直均布设计荷载，kPa；

e——侧向均布设计荷载，kPa；

K——围岩弹性压缩系数（侧面为K，底部为K_o、$K_o=nK$），kN/m³；

φ——围岩内摩擦角（°）；

E——支护材料的弹性模量，kPa。

2）内力：

M——弯矩，以使结构内缘受拉为正，kN·m；

N——轴向力，以使截面受压为正，kN；

Q——剪力，以使单元体顺时针方向转动为正，kN；

岩层特征及参数表 表 1-3-54

坚固系数 f_{kp}	岩层地质特征	岩层名称	重力密度 γ (kN/m³)	内摩擦角 φ(°)	弹性抗力系数(kN/m³) 侧面 K	弹性抗力系数(kN/m³) 底部 K_0	泊松比 γ
≥15	坚硬密实稳固无裂隙和未风化的岩层	很坚硬的花岗岩和石英岩，最坚硬的砂岩和石灰岩等	26～30				
≥8	坚硬密实稳固岩层，有很小裂隙	坚硬的石灰岩和砂岩、大理岩、白云岩、黄铁矿、不坚硬的花岗岩	25	80	12×10^5 ～20×10^5	16×10^5 ～25×10^5	0.1～0.2
6	相当坚硬，较密实，稍有风化的岩层	普通砂岩、铁矿	24～25	75	8×10^5 ～12×10^5	10×10^5 ～15×10^5	0.1～0.2
5	较坚硬，密实且稍有风化的岩层	砂质片岩、片岩状砂岩	24～25	72.5	6×10^5 ～8×10^5	7×10^5 ～10×10^5	0.1～0.2
4	较坚硬的，已受风化的，可能沿着成层面和沿着节理脱落的岩层	坚硬粘板岩、不坚硬的石灰岩和砂岩、软砾岩	25～28	70	4×10^5 ～6×10^5	6×10^5 ～7.5×10^5	0.2～0.3
3	中等坚硬的岩层	不坚硬的片岩、密实的泥灰岩、坚硬胶结的粘土	25	70	3×10^5 ～4×10^5	4×10^5 ～5×10^5	0.2～0.3
2	较软的岩层	软片岩、软石灰岩、冻结土、普通泥灰岩、破碎砂岩和胶结的卵石	24	65	2×10^5 ～3×10^5	2.5×10^5 ～4×10^5	0.2～0.3
1.5	较软或破碎的地层	碎石土壤、破碎片岩、硬化粘土硬煤、粘结的卵石和碎石	18～20	60	1.2×10^5 ～2×10^5	1.5×10^5 ～2.5×10^5	0.3～0.4
1	软的或破碎的地层	密实粘土、坚硬的冲积土、粘土质土壤、掺石土、普通煤	18	45	0.6×10^5 ～1.2×10^5	0.8×10^5 ～1.5×10^5	0.3～0.4
0.6	颗粒状的和松软的地层	湿沙、粘沙土、种植土、泥型粘土	15～16	30	0.3×10^5 ～0.5×10^5	0.4×10^5 ～0.8×10^5	0.3～0.4

x_1——拱顶冗余力矩，如图1-3-24所示方向为正，kN·m；

x_2——拱顶冗余轴向力，如图1-3-24所示方向为正，kN；

x_3——拱顶冗余剪力，如图1-3-24所示方向为正，kN。

3）支护结构几何特征：

b——截面宽度（一般取$b=1$m）；

d(或h)——截面厚度，m；

h(或e)——边墙高度或边墙按弹性地基梁计算时的长度，m；

B——拱轴的计算跨度，m；

f——拱轴矢高，m；

φ_i——拱圈计算截面与竖直轴的夹角（°）；

I——截面惯性矩，m⁴；

W——截面抵抗矩，m^3；

A(或F)——截面面积，m^2；

e_0——墙基处的偏心距，m。

4）边墙按弹性地基梁计算时，座标、内力及变位的正方向如图1-3-25所示。

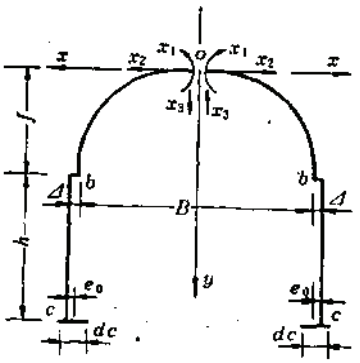


图 1-3-24　基本结构图

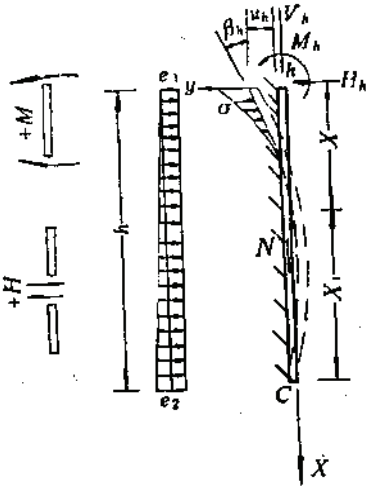


图 1-3-25　弹性地基梁计算图

位移u以向左为正；

角变β以反时针方向转动为正；

力矩M以使梁右缘受拉为正；

轴向力N以使截面受压为正；

剪力H以使单元体反时针方向转动为正；

荷载e以向右为正。

3.4.2.2　半支护结构的计算

当顶压较大，而围岩自身能够承担侧压力的作用，或用喷射混凝土、锚杆等支护能保证边墙的稳定时，则宜采用半支护结构。

当结构对称，荷载对称时，竖向位移对拱圈应力不产生影响，计算时，只考虑一半。

拱圈上任一点弹性抗力强度按下式计算：

$$\sigma = K_\sigma \sigma_k (1 - 2\cos^2\varphi)$$

$$K_\sigma = \frac{\sin\varphi_b}{1 - 2\cos^2\varphi_b}$$

式中　σ_k——墙顶截面抗力值，kPa；

K_σ——系数。

基本结构如图1-3-26所示。

（1）计算冗力x_1，x_2，其正则方程式为：

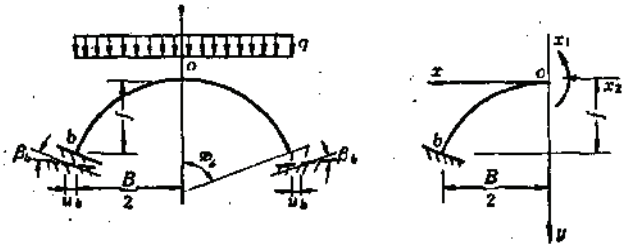


图 1-3-26 基本结构图

$$\left.\begin{aligned}&x_1\delta_{11}+x_2\delta_{12}+\Delta_{1p}+\beta_b=0\\&x_1\delta_{21}+x_2\delta_{22}+\Delta_{2p}+f\beta_b+u_b=0\end{aligned}\right\}\tag{1-3-34}$$

$$\left.\begin{aligned}&\beta_b=X_1\beta_1+X_2f\beta_1+M_{bp}\beta_1\\&u_b=X_2u_1\cos\varphi_b+N_{bp}u_1\\&\beta_1=\frac{12}{k_0d_b^3}\\&u_1=\frac{\cos\varphi_b}{k_0d_b}\end{aligned}\right\}\tag{1-3-35}$$

式中 δ_{11}——单位变位，当拱顶力矩$x_1=1$时，拱顶所产生的角变；

δ_{12}——单位变位，当拱顶轴向力$x_2=1$时，拱顶所产生的角变；

δ_{21}——单位变位，当拱顶力矩$x_1=1$时，拱顶所产生的水平位移，$\delta_{12}=\delta_{21}$；

δ_{22}——单位变位，当拱顶轴向力$x_2=1$时，拱顶所产生的水平位移；

Δ_{1p}——载变位，在荷载作用下，拱顶所产生的角变；

Δ_{2p}——载变位，在荷载作用下，拱顶所产生的水平位移；

β_b、u_b——计算结果拱脚的角变和水平位移；

β_1——拱脚在单位力矩作用下，拱脚所产生的角变；

u_1——拱脚在单位轴向力作用下，拱脚所产生的水平位移；

M_{bp}——在荷载作用下，拱脚产生的力矩，kN·m；

N_{bp}——在荷载作用下，拱脚产生的轴向力，kN；

其他符号同前。

解（1-3-34）式得

$$\left.\begin{aligned}x_1&=\frac{a_{12}a_{20}-a_{22}a_{10}}{a_{11}a_{22}-a_{12}^2}\\x_2&=\frac{a_{12}a_{10}-a_{11}a_{20}}{a_{11}a_{22}-a_{12}^2}\end{aligned}\right\}\tag{1-3-36}$$

$$a_{11}=\delta_{11}+\beta_1$$

$$a_{12}=a_{21}=\delta_{12}+f\beta_1$$

$$a_{22}=\delta_{22}+f^2\beta_1+u_1\cos\varphi_b$$

$$a_{10}=\Delta_{1p}+M_{bp}\beta_1$$
$$a_{20}=\Delta_{2p}+fM_{bp}\beta_1+N_{bp}u_1$$

（2）拱圈各截面内力，可用下式求出：

$$\left.\begin{aligned}M&=x_1+x_2y+M_p\\N&=x_2\cos\varphi+N_p\end{aligned}\right\}\tag{1-3-37}$$

式中　M_p——基本结构上，由荷载作用产生的任一截面的弯矩，kN·m；

N_p——基本结构上，由荷载作用产生的任一截面的轴向力，kN；

其他符号同前。

（3）用下式校核计算的正确性：

$$\left.\begin{aligned}&\int\frac{M}{EI}dS+\beta_b=0\\&\int\frac{My}{EI}dS+\int\frac{N\cos\varphi}{EA}dS+f\beta_b+u_b=0\\&\beta_b=M_b\beta_1\\&u_b=N_bu_1\end{aligned}\right\}\tag{1-3-38}$$

式中　M_b、N_b——计算结果拱脚的弯矩、轴向力、kN·m、kN；

其他符号同前。

如果在计算变位δ_{22}，Δ_{2p}时，未考虑轴向力对拱轴压缩影响，则上式中也不应计入$\int\frac{N\cos\varphi}{EA}dS$一项。

当拱轴线和荷载不能用简单的数学形式来表示时，计算基本结构的各种变位通常采用分段求和法，最常用的是辛普生公式：

$$\Sigma y\Delta S=\frac{1}{3}\Delta S(y_0+4y_1+2y_2+4y_3+\cdots\cdots+2y_{n-2}+4y_{n-1}+y_n)$$

3.4.2.3　边墙的计算

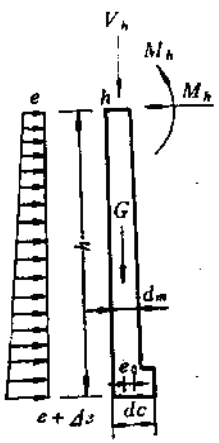


图 1-3-27　边墙计算简图

边墙计算简图见图1-3-27。

边墙的墙顶作用着由拱圈传来的力矩M_h、水平力H_h、垂直力V_h、如图 1-3-27 所示。墙身承受着梯形分布的水平侧压力。边墙可视为弹性地基上的等截面直梁，墙基的刚度可认为是绝对刚性的。计算时假定墙底不产生水平位移。

边墙的换算长度按下式计算：

$$\left.\begin{aligned}\lambda&=ah\\a&=\sqrt[4]{\frac{K}{4EI}}\end{aligned}\right\}\tag{1-3-39}$$

式中　λ——边墙的换算长度；

a——弹性地基梁的变形系数；

h——弹性地基梁的计算长度，m；

其他符号同前。

边墙按弹性地基上的直梁计算时，依其换算长度值可分为长梁、短梁、刚性梁三种。一般$\lambda \geqslant 2.75$可视为长梁，$1<\lambda<2.75$可视为短梁，$\lambda \leqslant 1$可视为刚性梁。

1. 按长梁的计算

1）边墙有水平侧压力作用时

（1）墙顶单位变位计算：

$$\left.\begin{aligned}
&\beta_1=\frac{4}{K}\alpha^2\\
&\beta_2=u_1=\frac{2}{K}\alpha^2\\
&\beta_3=v_1=0\\
&u_2=\frac{2}{K}\alpha\\
&u_3=v_2=0\\
&V_3=\frac{1}{nKd_c}+\frac{2\alpha^3A}{K(1+A)}e_0^2\\
&A=\frac{1}{2nI_c\alpha^3}=\frac{6}{nd_c^3\alpha^3}\\
&e_0=\frac{1}{2}(d_c-d_m)\text{，无展宽时}e_0=0
\end{aligned}\right\}\tag{1-3-40}$$

式中 β_1、β_2、β_3——分别为墙顶在单位力矩、单位水平力、单位垂直力作用下，在墙顶产生的角度；

、u_1、u_2、u_3——同上原因，在墙顶产生的水平位移；

v_1、v_2、v_3——同上原因，在墙顶产生的竖向位移；

d_c——边墙基础宽，m；

d_m——墙厚，m；

其他符号同前。

（2）墙顶载变位（β_s，u_s，v_s）和边墙任一截面（距墙顶距离为x）的变位及内力计算公式见短梁计算。

2）边墙无水平侧压力作用时

（1）墙顶单位变位见式（1-3-40）。

（2）边墙任一截面的变位及内力计算，分为边墙基础无展宽和有展宽两种情况。

当边墙基础无展宽（$e_0=0$）时，边墙任一截面（距墙顶距离为x）的角度β、水平位移u、力矩M、剪力H按下式计算：

$$\left.\begin{aligned}
&\beta=M_h\frac{4\alpha^3}{K}\phi_5+H_h\frac{2\alpha^2}{K}\phi_7\\
&u=M_h\frac{2\alpha^2}{K}\phi_5+H_h\frac{2\alpha}{K}\phi_6\\
&M=M_h\phi_7+H_h\frac{1}{\alpha}\phi_8\\
&H=-M_h2\alpha\phi_6+H_h\phi_5
\end{aligned}\right\}\tag{1-3-41}$$

式中　ϕ_5、ϕ_6、ϕ_7、ϕ_8——弹性地基梁系数，见式（1-3-51），查表1-3-56。

弹性抗力零点截面位置：

$$x=\frac{1}{\alpha}\ \mathrm{tg}^{-1}\left(1+\frac{H_h}{\alpha M_h}\right) \tag{1-3-42}$$

最大力矩截面位置：

$$x=\frac{1}{\alpha}\ \mathrm{tg}^{-1}\frac{H_h}{2\alpha M_h+H_h} \tag{1-3-43}$$

最大力矩值：

$$M_{\max}=K_m M_h \tag{1-3-44}$$

式中　K_m——最大力矩系数，由表1-3-55查得。

Km 值 表　　表 1-3-55

αx	K_m	αx	K_m	αx	K_m	αx	K_m	αx	K_m
0	1	0.6	2.1052	1.2	−0.5287	1.8	−0.1376	2.8	−0.0476
0.1	1.0108	0.7	4.1168	1.3	−0.3915	1.9	−0.1178	3.0	−0.0440
0.2	1.0478	0.8	−21.7601	1.4	−0.3024	2.0	−0.1021	π	−0.0432
0.3	1.1228	0.9	−2.5141	1.5	−0.2408	2.2	−0.0793	3.5	−0.0516
0.4	1.2608	1.0	−1.2215	1.6	−0.1962	2.4	−0.0642	4.0	0.1776
0.5	1.5233	1.1	−0.7607	1.7	−0.1630	2.6	−0.0541	4.5	0.0148

注：1. 表中$K_m=\phi_7+\frac{2\phi_8{}^2}{\phi_6}=\frac{\mathrm{ch}\alpha x-\mathrm{sh}\alpha x}{\cos\alpha x-\sin\alpha x}$。

2. 表中x由（1-3-43）式求得。

当边墙基础有展宽时，由于墙顶垂直力v_h与边墙自重G的作用，使墙底截面产生力矩与水平力，其计算公式如下：

$$M_c=-\frac{u_2\beta_c(V_h+G)e_0}{u_2(\beta_1+\beta_c)-\beta_2^2}$$

$$H_c=\frac{u_1\beta_c(V_h+G)e_0}{u_2(\beta_1+\beta_c)-\beta_2^2} \tag{1-3-45}$$

$$\beta_c=\frac{12}{K_0 d_c^3}$$

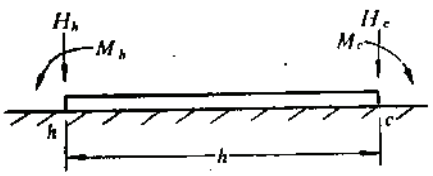


图 1-3-28　边墙计算图

式中　β_c——边墙基础在单位力矩作用下，边墙基础产生的角度；

V_h——作用在墙顶上的垂直力，kN；

G——基础以上边墙自重，kN。

其他符号同前。

墙底的力矩M_c和水平力H_c的正负号，如图1-3-28所示的方向为正，亦即与正号的M_h和正号的H_h相对称者为正，反之为负。

墙身截面的变位和内力的计算，可分别以边墙两端为原点，按（1-3-42）式计算后叠加求得。在计算u和M时，是用两端作用力M_h、H_h及M_c、H_c所引起的u和M的代数和；在计算β和H时，是用M_h、H_h及M_c、H_c所引起的β和H的代数差，其公式为：

$$\left.\begin{aligned}
u&=\left(M_h\frac{2a^2}{K}\phi_{6h}+H_h\frac{2a}{K}\phi_{8h}\right)+M_c\frac{2a^2}{K}(\phi_{6c}-\phi_{6c})\\
\beta&=\left(M_h\frac{4a^3}{K}\phi_{8h}+H_h\frac{2a^2}{K}\phi_{7h}\right)-M_c\frac{4a^3}{K}\left(\phi_{8c}-\frac{1}{2}\phi_{7c}\right)\\
M&=\left(M_h\phi_{7h}+H_h\frac{1}{2}\phi_{8h}\right)+M_c(\phi_{7c}-\phi_{8c})\\
H&=(-M_h2a\phi_{8h}+H_h\phi_{5h})+M_c2a\left(\phi_{8c}+\frac{1}{2}\phi_{5c}\right)
\end{aligned}\right\}\quad(1\text{-}3\text{-}46)$$

式中 ϕ_{ih}、ϕ_{ic}——分别以h端和C端为原点，x座标以向右和向左为正号的双曲线三角函数；

其他符号同前。

计算结果，墙底截面中心的总力矩为：

$$M_T=(V_h+G)e_0+M_c \tag{1-3-47}$$

2.按短梁的计算

（1）墙顶单位变位计算如下：

$$\left.\begin{aligned}
\beta_1&=\frac{4a^3}{C}(\phi_{11}+\phi_{12}A)\\
\beta_2=u_1&=\frac{2a^2}{C}(\phi_{13}+\phi_{11}A)\\
\beta_3=V_1&=\frac{2a^3}{C}\phi_1A\\
u_2&=\frac{2a}{C}(\phi_{10}+\phi_{13}A)\\
u_3=V_2&=\frac{a^2}{C}\phi_2Ae_0\\
v_3&=\frac{1}{nKd_c}+\frac{2a^3}{C}\phi_9Ae_0\\
C&=K(\phi_9+\phi_{10}A)\\
A&=\frac{1}{2nI_ca^3}=\frac{K\beta_c}{2a^3}=\frac{6}{nd_c^3a^3}
\end{aligned}\right\}\quad(1\text{-}3\text{-}48)$$

式中 ϕ_1、ϕ_2、ϕ_9、ϕ_{10}、ϕ_{11}、ϕ_{13}——弹性地基梁系数，见式（1-3-51），查表1-3-56、表1-3-57；

其他符号同前。

（2）计算墙顶载变位时，因墙身作用有梯形水平侧压力e及Δe，墙底有展宽基础，故其计算应为

弹性地基梁系数表

表 1-3-56

ax	ϕ_1	ϕ_2	ϕ_3	ϕ_4	ϕ_5	ϕ_6	ϕ_7	ϕ_8
0.00	1	0	0	0	1	1	1	0
0.05	1.00000	0.10000	0.00250	0.00008	0.90250	0.95004	0.99758	0.04754
0.10	0.99998	0.20000	0.01000	0.00067	0.80998	0.90032	0.99065	0.09033
0.15	0.99992	0.29999	0.02250	0.00225	0.72242	0.85104	0.97967	0.12862
0.20	0.99973	0.39998	0.04000	0.00533	0.63975	0.80241	0.96507	0.16266
0.25	0.99935	0.49993	0.06250	0.01042	0.56191	0.75459	0.94727	0.19268
0.30	0.99865	0.59984	0.08999	0.01800	0.48880	0.70773	0.92666	0.21893
0.35	0.99750	0.69965	0.12248	0.02858	0.42033	0.66196	0.90360	0.24164
0.40	0.99573	0.79932	0.15995	0.04266	0.35637	0.61741	0.87844	0.26103
0.45	0.99317	0.89877	0.20241	0.06074	0.29680	0.57415	0.85150	0.27734
0.50	0.98958	0.99792	0.24983	0.08331	0.24149	0.53228	0.82307	0.29079
0.55	0.98475	1.09665	0.30219	0.11087	0.19030	0.49186	0.79343	0.30156
0.60	0.97841	1.19482	0.35948	0.14391	0.14307	0.45295	0.76284	0.30988
0.65	0.97026	1.29227	0.42166	0.18293	0.09966	0.41559	0.73153	0.31594
0.70	0.96001	1.38880	0.48869	0.22841	0.05990	0.37981	0.69972	0.31991
0.75	0.94731	1.48419	0.56052	0.28083	0.02364	0.34563	0.66761	0.32198
0.80	0.93180	1.57817	0.63709	0.34067	-0.00928	0.31305	0.63538	0.32233
0.85	0.91311	1.67044	0.71831	0.40840	-0.03902	0.28209	0.60320	0.32111
0.90	0.89082	1.76067	0.80410	0.48448	-0.06575	0.25273	0.57120	0.31848
0.95	0.86451	1.84847	0.89434	0.56937	-0.08962	0.22496	0.53954	0.31458
1.00	0.83373	1.93342	0.98890	0.66349	-0.11079	0.19877	0.50833	0.30956
1.05	0.79800	2.01505	1.08762	0.76729	-0.12943	0.17412	0.47766	0.30354
1.10	0.75683	2.09284	1.19034	0.88115	-0.14567	0.15099	0.44765	0.29666
1.15	0.70971	2.16622	1.29683	1.00548	-0.15967	0.12934	0.41836	0.28901
1.20	0.65611	2.23457	1.40688	1.14064	-0.17158	0.10914	0.38986	0.28072
1.25	0.59546	2.29721	1.52020	1.28696	-0.18155	0.09034	0.36223	0.27189
1.30	0.52722	2.35341	1.63649	1.44478	-0.18970	0.07290	0.33550	0.26260
1.35	0.45079	2.40238	1.75542	1.61435	-0.19617	0.05678	0.30972	0.25295
1.40	0.36558	2.44327	1.87659	1.79593	-0.20110	0.04191	0.28492	0.24301
1.45	0.27099	2.47518	1.99959	1.98973	-0.20459	0.02827	0.26113	0.23286
1.50	0.16640	2.49714	2.12395	2.19590	-0.20679	0.01578	0.23835	0.22257
1.55	0.05119	2.50811	2.24912	2.41455	-0.20779	0.00441	0.21662	0.21220
1.60	-0.07526	2.50700	2.37456	2.64573	-0.20771	-0.00590	0.19592	0.20181
1.65	-0.21359	2.49266	2.49960	2.88944	-0.20664	-0.01520	0.17625	0.19145
1.70	-0.36441	2.46387	2.62358	3.14562	-0.20470	-0.02354	0.15762	0.18116
1.75	-0.52835	2.41934	2.74573	3.41410	-0.20197	-0.03097	0.14002	0.17099
1.80	-0.70602	2.35774	2.86523	3.69467	-0.19853	-0.03756	0.12342	0.16098
1.85	-0.89802	2.27766	2.98119	3.98703	-0.19448	-0.04333	0.10782	0.15115

续表

αx	ϕ_1	ϕ_2	ϕ_3	ϕ_4	ϕ_5	ϕ_6	ϕ_7	ϕ_8
1.90	−1.10492	2.17764	3.09266	4.29076	−0.18989	−0.04835	0.09318	0.14154
1.95	−1.32728	2.05616	3.19860	4.60538	−0.18483	−0.05267	0.07950	0.13217
2.00	−1.56563	1.91165	3.29789	4.93026	−0.17938	−0.05632	0.06674	0.12306
2.05	−1.82046	1.74248	3.38935	5.26469	−0.17359	−0.05936	0.05488	0.11423
2.10	−2.09224	1.54699	3.47170	5.60783	−0.16753	−0.06182	0.04388	0.10571
2.15	−2.38137	1.32346	3.54359	5.95869	−0.16124	−0.06376	0.03373	0.09749
2.20	−2.68822	1.07018	3.60355	6.31615	−0.15479	−0.06521	0.02438	0.08958
2.25	−3.01308	0.78521	3.65007	6.67895	−0.14822	−0.06621	0.01580	0.08201
2.30	−3.35618	0.46690	3.68152	7.04566	−0.14156	−0.06680	0.00796	0.07476
2.35	−3.71768	0.11336	3.69618	7.41469	−0.13487	−0.06702	0.00084	0.06785
2.40	−4.09766	−0.27725	3.69224	7.78428	−0.12817	−0.06689	−0.00562	0.06128
2.45	−4.49609	−0.70678	3.66780	8.15246	−0.12150	−0.06647	−0.01143	0.05504
2.50	−4.91284	−1.17708	3.62088	8.51709	−0.11489	−0.06576	−0.01664	0.04913
2.55	−5.34770	−1.68996	3.54938	8.87581	−0.10836	−0.06481	−0.02127	0.04354
2.60	−5.80028	−2.24721	3.45114	9.22607	−0.10193	−0.06364	−0.02536	0.03829
2.65	−6.27012	−2.85059	3.32389	9.56508	−0.09563	−0.06228	−0.02894	0.03335
2.70	−6.75655	−3.50179	3.16529	9.88981	−0.08948	−0.06076	−0.03204	0.02872
2.75	−7.25881	−4.20243	2.97289	10.19701	−0.08349	−0.05909	−0.03469	0.02440
2.80	−7.77591	−4.95404	2.74420	10.43317	−0.07767	−0.05730	−0.03693	0.02037
2.85	−8.30671	−5.75806	2.47661	10.74455	−0.07203	−0.05540	−0.03877	0.01663
2.90	−8.84988	−6.61580	2.16749	10.97711	−0.06659	−0.05343	−0.04026	0.01316
2.95	−9.40387	−7.52840	1.81412	11.17657	−0.06135	−0.05138	−0.04142	0.00997
3.00	−9.96691	−8.49687	1.41372	11.33837	−0.05631	−0.04929	−0.04223	0.00703
3.05	−10.53700	−9.52202	0.96349	11.45766	−0.05149	−0.04716	−0.04283	0.00433
3.10	−11.11188	−10.60443	0.46057	11.52931	−0.04688	−0.04501	−0.04314	0.00187
3.15	−11.68905	−11.74447	−0.09792	11.54792	−0.04249	−0.04285	−0.04321	−0.00036
3.20	−12.26589	−12.94222	−0.71484	11.50778	−0.03831	−0.04069	−0.04307	−0.00238
3.25	−12.83874	−14.19749	−1.39310	11.40291	−0.03435	−0.03855	−0.04274	−0.00420
3.30	−13.40480	−15.50974	−2.13554	11.22702	−0.03060	−0.03642	−0.04224	−0.00582
3.35	−13.96015	−16.87809	−2.94501	10.97356	−0.02707	−0.03433	−0.04158	−0.00726
3.40	−14.50075	−18.30128	−3.82427	10.63569	−0.02374	−0.03227	−0.04079	−0.00853
3.45	−15.02220	−19.77781	−4.77602	10.20629	−0.02061	−0.03025	−0.03988	−0.00964
3.50	−15.51973	−21.30492	−5.80288	9.67798	−0.01769	−0.02828	−0.03887	−0.01059
3.55	−15.98822	−22.88059	−6.90732	9.04313	−0.01495	−0.02636	−0.03777	−0.01141
3.60	−16.42214	−24.50142	−8.09169	8.29386	−0.01241	−0.02450	−0.03659	−0.01209
3.65	−16.81556	−26.16366	−9.35815	7.42206	−0.01005	−0.02270	−0.03536	−0.01265
3.70	−17.16216	−27.86297	−10.70867	6.41942	−0.00787	−0.02097	−0.03407	−0.01310

续表

αx	ϕ_1	ϕ_2	ϕ_3	ϕ_4	ϕ_5	ϕ_6	ϕ_7	ϕ_8
3.75	-17.45518	-29.59431	-12.14498	5.27746	-0.00586	-0.01930	-0.03274	-0.01344
3.80	-17.68744	-31.35198	-13.66854	3.98752	-0.00401	-0.01769	-0.03138	-0.01369
3.85	-17.85132	-33.12952	-15.28051	2.54081	-0.00231	-0.01616	-0.03000	-0.01385
3.90	-17.93876	-34.91970	-16.98171	0.92844	-0.00077	-0.01469	-0.02862	-0.01392
3.95	-17.94126	-36.71444	-18.77256	-0.85852	0.00063	-0.01330	-0.02722	-0.01392
4.00	-17.84985	-38.50482	-20.65308	-2.82906	0.00189	-0.01197	-0.02583	-0.01386
4.05	-17.65514	-40.28097	-22.62280	-4.99211	0.00302	-0.01071	-0.02445	-0.01374
4.10	-17.34728	-42.03028	-24.68076	-7.35656	0.00403	-0.00953	-0.02309	-0.01356
4.15	-16.91599	-43.74631	-26.82540	-9.93115	0.00493	-0.00841	-0.02174	-0.01334
4.20	-16.35052	-45.41080	-29.05456	-12.72446	0.00572	-0.00735	-0.02042	-0.01307
4.25	-15.63976	-47.01157	-31.36542	-15.74479	0.00640	-0.00636	-0.01913	-0.01277
4.30	-14.77213	-48.53352	-33.75440	-19.00015	0.00699	-0.00544	-0.01787	-0.01243
4.35	-13.73570	-49.96037	-36.21718	-22.49813	0.00749	-0.00458	-0.01664	-0.01207
4.40	-12.51815	-51.27463	-38.74857	-26.24587	0.00791	-0.00377	-0.01546	-0.01168
4.45	-11.10684	-52.45755	-41.34246	-30.24993	0.00825	-0.00303	-0.01431	-0.01128
4.50	-9.48879	-53.48910	-43.99180	-34.51621	0.00852	-0.00234	-0.01320	-0.01086
4.55	-7.65076	-54.34797	-46.68849	-39.0 987	0.00872	-0.00171	-0.01214	-0.01043
4.60	-5.57927	-55.01147	-49.42334	-43.85518	0.00886	-0.00113	-0.01112	-0.00999
4.65	-3.26066	-55.45559	-52.18598	-48.93546	0.00895	-0.00060	-0.01014	-0.00954
4.70	-0.68111	-55.65491	-54.96 82	-54.29293	0.00898	-0.00011	-0.00921	-0.00909
4.75	2.17327	-55.58265	-57.74695	-59.92854	0.00897	0.00033	-0.00832	-0.00865
4.80	5.31638	-55.21063	-60.51809	-65.84195	0.00892	0.00072	-0.00748	-0.00820
4.85	8.75207	-54.50929	-63.26252	-72.03127	0.00883	0.00107	-0.00668	-0.00775
4.90	12.52405	-53.44767	-65.96301	-78.49299	0.00870	0.00139	-0.00593	-0.00732
4.95	16.61582	-51.99348	-68.60075	-85.22178	0.00855	0.00167	-0.00522	-0.00688
5.00	21.05056	-50.11308	-71.15526	-92.21037	0.00837	0.00191	-0.00455	-0.00646
5.05	25.84103	-47.77151	-73.60437	-99.44932	0.00817	0.00212	-0.00392	-0.00605
5.10	30.99947	-44.93260	-75.92412	-106.92692	0.00795	0.00230	-0.00334	-0.00564
5.15	36.53746	-41.5589/	-78.08872	-114.62897	0.00771	0.00246	-0.00280	-0.00525
5.20	42.46583	-37.61210	-80.07047	-122.53858	0.00746	0.00258	-0.00229	-0.00487
5.25	48.79445	-33.05246	-81.83972	-130.63598	0.00719	0.00269	-0.00182	-0.00451
5.30	55.53218	-27.83957	-83.36482	-138.89838	0.00692	0.00277	-0.00139	-0.00415
5.35	62.68661	-21.93213	-84.61210	-147.29969	0.00664	0.00283	-0.00099	-0.00382
5.40	70.26397	-15.28815	-85.54576	-155.81035	0.00636	0.00287	-0.00062	-0.00349
5.45	78.26391	-7.86508	-86.12793	-164.39713	0.00607	0.00289	-0.00029	-0.00318
5.50	86.70434	0.37999	-86.31857	-173.02289	0.00578	0.00290	0.00001	-0.00288
5.55	95.57117	9.49017	-86.07551	-181.64639	0.00549	0.00289	0.00029	-0.00260
5.60	104.86818	19.50856	-85.35442	-190.22206	0.00520	0.00287	0.00053	-0.00233

续表

ax	ϕ_1	ϕ_2	ϕ_3	ϕ_4	ϕ_5	ϕ_6	ϕ_7	ϕ_8
5.65	114.59174	30.47802	-84.10880	-198.69979	0.00492	0.00284	0.00075	-0.00208
5.70	124.73561	42.44092	-82.29006	-207.02472	0.00464	0.00279	0.00095	-0.00184
5.75	135.29067	55.43886	-79.84746	-215.13701	0.00436	0.00274	0.00112	-0.00161
5.80	146.24469	69.51236	-76.72824	-222.97166	0.00409	0.00268	0.00127	-0.00141
5.85	157.58204	84.70058	-72.87765	-230.45828	0.00382	0.00261	0.00141	-0.00121
5.90	169.28345	101.04090	-68.23898	-237.52092	0.00356	0.00254	0.00152	-0.00102
5.95	181.32571	118.56863	-62.75376	-244.07786	0.00331	0.00246	0.00161	-0.00085
6.00	193.68135	137.31650	-56.36178	-250.04145	0.00307	0.00238	0.00169	-0.00069
6.05	206.31840	157.31429	-49.00128	-255.31793	0.00284	0.00229	0.00175	-0.00054
6.10	219.20003	178.58334	-40.60908	-259.80732	0.00261	0.00221	0.00180	-0.00041
6.15	232.28425	201.16105	-31.12080	-263.40322	0.00240	0.00211	0.00183	-0.00028
6.20	245.52359	225.05037	-20.47103	-265.99276	0.00219	0.00202	0.00185	-0.00017
6.25	258.86477	250.26917	-8.59360	-267.45650	0.00199	0.00193	0.00187	-0.00006
6.30	272.24837	276.82474	4.57817	-267.66834	0.00181	0.00184	0.00187	0.00003
6.35	285.60853	304.71807	19.11118	-266.49549	0.00163	0.00174	0.00186	0.00012
6.40	298.87253	333.94325	35.07218	-263.79850	0.00146	0.00165	0.00184	0.00019
6.45	311.96054	364.48672	52.52748	-259.43124	0.00130	0.00156	0.00182	0.00028
6.50	324.78527	396.32639	71.54247	-253.24101	0.00114	0.00146	0.00179	0.00032
6.55	337.25161	429.43184	92.18123	-245.06862	0.00100	0.00137	0.00176	0.00038
6.60	349.25634	463.76154	114.50606	-234.74856	0.00087	0.00128	0.00172	0.00042
6.65	360.68782	499.26401	138.57693	-222.10921	0.00074	0.00121	0.00167	0.00046
6.70	371.42565	535.87599	164.45096	-208.97307	0.00063	0.00113	0.00162	0.00050
6.75	381.34046	573.52172	192.18177	-189.15712	0.00052	0.00105	0.00157	0.00053
6.80	390.29357	612.11204	221.81888	-168.47316	0.00042	0.00097	0.00152	0.00055
6.85	398.13677	651.54346	253.40700	-144.72830	0.00032	0.00089	0.00146	0.00057
6.90	404.71210	691.69714	286.98527	-117.72542	0.00024	0.00082	0.00141	0.00058
6.95	409.85166	732.43802	322.58651	-87.26381	0.00016	0.00075	0.00135	0.00059
7.00	413.37744	773.61369	360.23633	-53.13982	0.00009	0.00069	0.00129	0.00060

弹性地基梁系数表 表 7-3-57

ax	ϕ_9	ϕ_{10}	ϕ_{11}	ϕ_{12}	ϕ_{13}	ϕ_{14}	ϕ_{15}
1.00	1.33651	0.67939	1.13404	0.83651	1.04459	0.50278	1.01114
1.05	1.40987	0.78966	1.22127	0.90987	1.16229	0.61187	1.17330
1.10	1.49485	0.91215	1.31640	0.99485	1.28910	0.73802	1.35273
1.15	1.59274	1.04781	1.42067	1.09274	1.42587	0.88302	1.55055
1.20	1.70489	1.19769	1.53542	1.20489	1.57359	1.04878	1.76801

续表

ax	ϕ_9	ϕ_{10}	ϕ_{11}	ϕ_{12}	ϕ_{13}	ϕ_{14}	ϕ_{15}
1.25	1.83279	1.36293	1.66217	1.33279	1.73336	1.23732	2.00642
1.30	1.97803	1.54481	1.80256	1.47803	1.90647	1.45081	2.26720
1.35	2.14235	1.74472	1.95841	1.64235	2.09439	1.69156	2.55190
1.40	2.32763	1.96423	2.13173	1.82763	2.29874	1.96204	2.86220
1.45	2.53591	2.20508	2.32470	2.03591	2.52139	2.26491	3.19994
1.50	2.76942	2.46919	2.53975	2.26942	2.76441	2.60301	3.56714
1.55	3.03059	2.75872	2.77951	2.53059	3.03016	2.97940	3.96599
1.60	3.32209	3.07606	3.04688	2.82209	3.32124	3.39735	4.39893
1.65	3.64682	3.42391	3.34503	3.14682	3.64056	3.86041	4.86863
1.70	4.00798	3.80523	3.67746	3.50798	3.99138	4.37240	5.37803
1.75	4.40909	4.22335	4.04796	3.90909	4.37732	4.93745	5.93040
1.80	4.85401	4.68199	4.46073	4.35401	4.80238	5.56003	6.52933
1.85	5.34698	5.18528	4.92036	4.84698	5.27103	6.24500	7.17880
1.90	5.89270	5.73782	5.43189	5.39270	5.78819	6.99762	7.88320
1.95	6.49635	6.34472	6.00083	5.99635	6.35932	7.82363	8.64741
2.00	7.16365	7.01168	6.63328	6.66365	6.99047	8.72927	9.47681
2.05	7.90090	7.74503	7.33590	7.40090	7.68831	9.72136	10.37738
2.10	8.71510	8.55181	8.11602	8.21510	8.46023	10.80734	11.35573
2.15	9.61397	9.43982	8.98174	9.11397	9.31437	11.99534	12.41916
2.20	10.60606	10.41772	9.94192	10.10606	10.25973	13.29428	13.57580
2.25	11.70083	11.49514	11.00637	11.20083	11.30623	14.71391	14.83461
2.30	12.90876	12.68271	12.18586	12.40876	12.46483	16.26494	16.20554
2.35	14.24144	13.99224	13.49228	13.74144	13.74763	17.95912	17.69959
2.40	15.71171	15.43681	14.93873	15.21171	15.16796	19.80936	19.32895
2.45	17.33378	17.03090	16.53968	16.83378	16.74053	21.82987	21.10713
2.50	19.12340	18.79053	18.31107	18.62340	18.48157	24.03625	23.04908
2.55	21.09799	20.73343	20.27052	20.59799	20.40901	26.44569	25.17134
2.60	23.27685	22.87920	22.43748	22.77685	22.54259	29.07713	27.49224
2.65	25.68132	25.24954	24.83341	25.18132	24.90413	31.95144	30.03208
2.70	28.33504	27.86843	27.48205	27.83504	27.51769	35.09159	32.81333
2.75	31.26417	30.76237	30.40960	30.76417	30.40983	38.52298	35.86087
2.80	34.49765	33.96066	33.64502	33.99765	33.60987	42.27356	39.20224
2.85	38.06752	37.49568	37.22034	37.56752	37.15017	46.37423	42.86795
2.90	42.00920	41.40322	41.17092	41.50920	41.06644	50.85908	46.89177
2.95	46.36190	45.72281	45.53587	45.86190	45.39816	55.76577	51.31110
3.00	51.16895	50.49814	50.35844	50.66895	50.18887	61.13586	56.16733
3.05	56.47832	55.77748	55.68640	55.97832	55.48668	67.01532	61.50631

续表

αx	ϕ_9	ϕ_{10}	ϕ_{11}	ϕ_{12}	ϕ_{13}	ϕ_{14}	ϕ_{15}
3.10	62.34302	61.61415	61.57260	61.84302	61.34475	73.45490	67.37880
3.15	68.82168	68.06706	68.07546	68.32168	67.32175	80.51073	73.84102
3.20	75.97913	75.20128	75.25956	75.47913	74.98254	88.24483	80.95517
3.25	83.88704	83.08874	83.19830	83.38704	82.89875	96.72578	88.79019
3.30	92.62463	91.80884	91.96461	92.12463	91.64951	106.02942	97.42235
3.35	102.27947	101.44936	101.65178	101.77947	101.32228	116.23963	106.93614
3.40	112.94940	112.10724	112.35430	112.44840	112.01370	127.44915	117.42509
3.45	124.73939	123.88960	124.17882	124.23839	123.83053	139.76059	128.99275
3.50	137.76773	136.91478	137.24327	137.26773	136.89078	153.28746	141.75377
3.55	152.16712	151.31353	151.67802	151.66712	151.32485	168.15534	155.83510
3.60	168.08102	167.23033	167.62716	167.58102	167.27685	184.50316	171.37726
3.65	185.66909	184.82479	185.25001	185.16909	184.90505	202.48465	188.53582
3.70	205.10776	204.27330	204.72265	204.60776	244.38849	222.26993	207.48301
3.75	226.59203	225.77073	226.23973	226.09293	225.91871	244.04721	228.40946
3.80	250.33736	249.53244	250.01640	249.83736	249.71173	268.02480	251.52620
3.85	276.58190	275.79840	276.29048	276.08190	276.00521	294.43322	277.06680
3.90	305.58878	304.82556	305.32483	305.08878	305.06181	323.52755	305.28978
3.95	337.64883	336.91051	337.40998	337.14883	337.17183	355.59009	336.48124
4.00	373.08341	372.37238	372.86704	372.58341	372.65616	390.93326	370.95783

注：表1-3-56、表1-3-57中的数据都是用DIS－21电子计算机所算得的结果。

$$
\left.\begin{aligned}
\beta_e &= -\frac{\alpha}{c}(\phi_4+\phi_3 A)e-\frac{\alpha}{c}\left[\left(\phi_4-\frac{\phi_{14}}{\alpha h}\right)+\left(\phi_3-\frac{\phi_{10}}{\alpha h}\right)A\right]\Delta e\\
u_e &= -\frac{1}{c}(\phi_{14}+\phi_{15}A)e-\frac{1}{c}\left(\frac{\phi_2}{2\alpha h}-\phi_1+\frac{\phi_4}{2}A\right)\Delta e\\
v_e &= -\left[\frac{\alpha}{c}\phi_{13}A+\frac{\alpha}{c}\left(\phi_{13}-\frac{\phi_{10}}{\alpha h}\right)A\Delta e\right]e_0
\end{aligned}\right\}\qquad(1\text{-}3\text{-}49)
$$

式中 ϕ_3、ϕ_4、ϕ_{13}、ϕ_{14}、ϕ_{15}——弹性地基梁系数，见（1-3-51），或表1-3-56、表1-3-57；其他符号同前。

（3）边墙任一截面的变位及内力则按下式计算：

$$
\left.\begin{aligned}
\beta &= u_h\alpha\phi_4+\beta_h\phi_1-M_h\frac{2\alpha^3}{K}\phi_2-H_h\frac{2\alpha^2}{K}\phi_3+\frac{e}{K}\alpha\phi_4+\frac{\Delta e}{K}(1-\phi_1)\\
u &= u_h\phi_1-\beta_h\frac{\phi_2}{2\alpha}+M_h\frac{2\alpha^2}{K}\phi_3+H_h\frac{\alpha}{K}\phi_4-\frac{e}{K}(1-\phi_1)-\frac{\Delta e}{Kh}\left(x-\frac{\phi_2}{2\alpha}\right)
\end{aligned}\right\}
$$

$$\left.\begin{aligned}M &= -u_h\frac{K}{2\alpha^2}\phi_3+\beta_h\frac{K}{4\alpha^3}\phi_4+M_h\phi_1+H_h\frac{1}{2\alpha}\phi_2-\frac{e}{2\alpha^2}\phi_3-\frac{\Delta e}{4\alpha^3 h}\phi_4\\ H &= -u_h\frac{K}{2\alpha}\phi_2+\beta_h\frac{K}{2\alpha^2}\phi_3-M_h\alpha\phi_4+H_h\phi_1-\frac{e}{2\alpha}\phi_2-\frac{\Delta e}{2\alpha^2 h}\phi_3\end{aligned}\right\}$$

(1-3-50)

当边墙基础有展宽时，以上各式的β_h及u_h必须考虑竖向力（v_h+G）的影响，其值可按（1-3-48）式进行计算。

根据墙底的固定条件，墙底的角变和位移可按下式计算：

$$\beta = M_c\beta_c+(v_h+G)e_0\beta_c$$

$$u = 0$$

（4）长梁及短梁计算所用之弹性地基梁系数ϕ_1～ϕ_{15}为αx之双曲线函数，其计算公式如下：

$$\left.\begin{aligned}\phi_1 &= ch\alpha x\cdot\cos\alpha x\\ \phi_2 &= ch\alpha x\cdot\sin\alpha x+sh\alpha x\cdot\cos\alpha x\\ \phi_3 &= sh\alpha x\cdot\sin\alpha x\\ \phi_4 &= ch\alpha x\cdot\sin\alpha x-sh\alpha x\cdot\cos\alpha x\\ \phi_5 &= (ch\alpha x-sh\alpha x)(\cos\alpha x-\sin\alpha x)\\ \phi_6 &= \cos\alpha x(ch\alpha x-sh\alpha x)\\ \phi_7 &= (ch\alpha x-sh\alpha x)(\cos\alpha x+\sin\alpha x)\\ \phi_8 &= (ch\alpha x-sh\alpha x)\sin\alpha x\\ \phi_9 &= \frac{1}{2}(ch^2\alpha x+\cos^2\alpha x)\\ \phi_{10} &= \frac{1}{2}(sh\alpha x\cdot ch\alpha x-\sin\alpha x\cdot\cos\alpha x)\\ \phi_{11} &= \frac{1}{2}(sh\alpha x\cdot ch\alpha x+\sin\alpha x\cdot\cos\alpha x)\\ \phi_{12} &= \frac{1}{2}(ch^2\alpha x-\sin^2\alpha x)\\ \phi_{13} &= \frac{1}{2}(sh^2\alpha x+\sin^2\alpha x)\\ \phi_{14} &= \frac{1}{2}(ch\alpha x-\cos\alpha x)^2\\ \phi_{15} &= \frac{1}{2}(sh\alpha x+\sin\alpha x)(ch\alpha x-\cos\alpha x)\end{aligned}\right\}\quad(1\text{-}3\text{-}51)$$

式中　x——计算截面距墙顶的距离，m。

其中ϕ_1～ϕ_8有下列关系：

$$\frac{d\phi_1}{dx}=-\alpha\phi_4;\quad \frac{d\phi_2}{dx}=2\alpha\phi_1;\quad \frac{d\phi_3}{dx}=\alpha\phi_2;$$

$$\frac{d\phi_4}{dx}=2\alpha\phi_3;\quad \frac{d\phi_5}{dx}=2\alpha\phi_6;\quad \frac{d\phi_6}{dx}=-2\phi_7$$

$$\frac{d\phi_7}{dx}=-2\alpha\phi_8;\quad \frac{d\phi_8}{dx}=\alpha\phi_5$$

3. 按刚性梁的计算

边墙按刚性梁计算的特点是墙顶、墙身和墙底的转角都相等，即边墙本身不产生弹性变形，边墙侧面的弹性抗力为倒三角形。

（1）墙顶单位变位：

$$\left.\begin{aligned}
&\beta_1=\frac{\beta_c}{B}\\
&\beta_2=u_1=\frac{\beta_c h}{B}\\
&u_2=\frac{\beta_c}{B}h^2\\
&\beta_3=v_1=\frac{\beta_c}{B}e_0\\
&u_3=v_2=\frac{\beta_c}{B}he_0\\
&v_3=\frac{1}{nKd_c}+e_0^2\beta_1\\
&B=1+\frac{1}{3}K\beta_c h^3\\
&\beta_c=\frac{12}{K_0 d_C^3}
\end{aligned}\right\}\tag{1-3-52}$$

（2）墙顶载变位：

$$\left.\begin{aligned}
&\beta_e=\frac{\beta_c}{B}h^2\left(\frac{e}{2}+\frac{\Delta e}{6}\right)\\
&u_e=\frac{\beta_c}{B}h^3\left(\frac{e}{2}+\frac{\Delta e}{6}\right)
\end{aligned}\right\}\tag{1-3-53}$$

（3）边墙任一截面的变位及内力：

$$\left.\begin{aligned}
&\beta=\beta_h=\left[M_h+H_h h+(v_h+G)e_0-\frac{1}{2}h^2\left(e+\frac{1}{3}\Delta e\right)\right]\beta_1\\
&u=(h-x)\beta_h\\
&M=M_h+H_h x+\frac{1}{2}x^2K\left(u_h-\frac{1}{3}x\beta_h\right)-\frac{x^2}{2}\left(e+\frac{x}{3h}\Delta e\right)\\
&H=H_h-xK\left(u_h-\frac{1}{2}x\beta_h\right)-xe-\frac{x^2}{2h}\Delta e
\end{aligned}\right\}\tag{1-3-54}$$

式中　x——计算截面距墙顶的距离，m；

其他符号同前。

3.4.2.4　**拱顶直墙整体式支护结构**

本计算方法认为拱圈是弹性固定在边墙顶上的无铰拱，边墙是弹性地基上的直梁。在荷载作用下，拱圈两侧向围岩方向变形，引起围岩对结构的弹性抗力，弹性抗力图形如图1-3-29所示的形式。

假定弹性抗力按二次抛物线的规律分布，其上零点a位于拱顶两侧$\varphi_a=45°$附近的截面上，最大抗力值假定在墙顶，其值为σ_h，则各截面弹性抗力强度σ为

$$\sigma=\sigma_b\frac{\cos^2\varphi_a-\cos^2\varphi}{\cos^2\varphi_a-\cos^2\varphi_b} \tag{1-3-55}$$

式中　σ——各截面弹性抗力强度，kPa；

σ_b——拱脚截面的弹性抗力强度，kPa；

φ_a——在拱圈上弹性抗力为零的截面与竖直轴所夹的角(°)；

φ_b——拱脚截面与竖直轴所夹的角(°)；

φ——计算截面与竖直轴所夹的角(°)。

当$\varphi_b=75°\sim90°$时，可采用墙顶截面弹性抗力强度σ_h，将$\varphi_a=45°$代入（1-3-55）式中，则可得

$$\sigma=\sigma_h(1-2\cos^2\varphi) \tag{1-3-56}$$

式中　σ_h——墙顶处的弹性抗力强度，kPa。

1．拱圈内力的计算

1）基本结构

在结构对称，荷载对称的情况下，用力法求算拱顶直墙整体式结构的拱圈内力，其基本结构如图1-3-30所示。

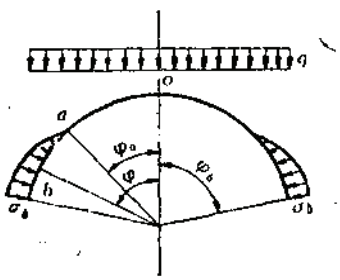


图 1-3-29　弹性抗力图

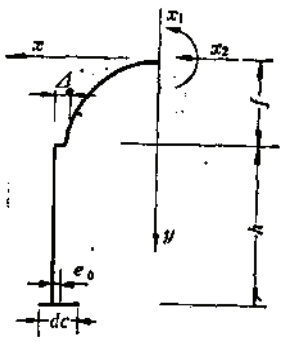


图 1-3-30　基本结构图

2）求拱圈内力

正则方程式为

$$\left.\begin{aligned}&x_1\delta_{11}+x_2\delta_{12}+\Delta_{1p}+\beta_h=0\\&x_1\delta_{21}+x_2\delta_{22}+\Delta_{2p}+f\beta_h+u_h=0\end{aligned}\right\} \tag{1-3-57}$$

$$\left.\begin{aligned}\beta_h &= x_1\beta_1 + x_2(\beta_2 + f\beta_1) + \beta_p \\ \beta_p &= M_{hp}\beta_1 + H_{hp}\beta_2 + (V_{hp} + G)\beta_3 + \beta_s\end{aligned}\right\} \quad (1\text{-}3\text{-}58)$$

$$\left.\begin{aligned}u_h &= x_1u_1 + x_2(u_2 + fu_1) + u_p \\ u_p &= M_{hp}u_1 + H_{hp}u_2 + (V_{hp} + G)u_3 + u_s\end{aligned}\right\} \quad (1\text{-}3\text{-}59)$$

式中 M_{hp}、H_{hp}、V_{hp}——作用在拱圈及墙顶的外荷载对墙顶中心的力矩、水平力和垂直力，kN·m、kN、kN；

G——基础以上部分的边墙自重，kN。

将（1-3-58），（1-3-59）代入（1-3-57）中得

$$x_1(\delta_{11} + \beta_1) + x_2(\delta_{22} + f\beta_1 + \beta_2) + \Delta_{1p} + \beta_p = 0$$

$$x_1(\delta_{21} + \beta_2 + f\beta_1) + x_2(\delta_{12} + u_2 + 2f\beta_2 + f^2\beta_1) + \Delta_{2p} + f\beta_p + u_p = 0$$

解此方程式得：

$$\left.\begin{aligned}x_1 &= \frac{a_{12}a_{20} - a_{22}a_{10}}{a_{11}a_{22} - a_{12}^2} \\ x_2 &= \frac{a_{12}a_{10} - a_{11}a_{20}}{a_{11}a_{22} - a_{12}^2}\end{aligned}\right\} \quad (1\text{-}3\text{-}60)$$

$$a_{11} = \delta_{11} + \beta_1$$

$$a_{12} = \delta_{12} + \beta_2 + f\beta_1$$

$$a_{22} = \delta_{22} + u_2 + 2f\beta_2 + f^2\beta_1$$

$$a_{10} = \Delta_{1p} + \beta_p$$

$$a_{20} = \Delta_{2p} + f\beta_p + u_p$$

最大抗力值可根据下列公式求得：

$$\sigma_h = Ku_0 = K[x_1u_1 + x_2(u_2 + fu_1) + u_p] \quad (1\text{-}3\text{-}61)$$

最后解出冗力x_1、x_2后，拱圈各截面的内力可按下式求得：

$$\left.\begin{aligned}M &= x_1 + x_2y + M_p \\ N &= x_2\cos\varphi + N_p\end{aligned}\right\} \quad (1\text{-}3\text{-}62)$$

式中 y——计算截面中心的纵座标，m；

M_p、N_p——荷载作用下，基本结构各截面的弯矩和轴向力，kN·m、kN。

3）校核计算的正确性

校核计算如下：

$$\left.\begin{aligned}&\int\frac{M}{EI}ds + \beta_h = 0 \\ &\int\frac{MY}{EI}ds + \int\frac{N\cos\varphi}{EA}ds + f\beta_h + u_h = 0\end{aligned}\right\} \quad (1\text{-}3\text{-}63)$$

如果计算中未考虑轴向力对拱轴的压缩影响，则在校核中也不应计入$\int\frac{N\cos\varphi}{EA}ds$一项。

2．拱顶变位计算表

拱顶变位是按荷载对称、结构对称、拱圈截面等厚的情况下进行计算的。

1）三心拱拱顶变位计算表

（1）基本结构上拱顶变位系数列于表1-3-58。

三心拱基本结构拱顶变位系数表　　表 1-3-58

变位		矢跨比 1/3	矢跨比 1/4	矢跨比 1/5	因次
单位变位	δ_{11}	0.66331	0.07111	0.01403	B/EI
	δ_{12}	0.61063	0.04476	0.00630	B^2/EI
	δ_{22}	0.58244	0.03182	0.00343	B^3/EI
载变位	Δ_{1q}	−0.03776	−0.03269	−0.02989	qB^3/EI
	Δ_{2q}	−0.00685	−0.00421	−0.00293	qB^4/EI
	$\Delta_{1\Delta q}$	−0.00999	−0.00896	−0.00810	$\Delta qB^3/EI$
	$\Delta_{2\Delta q}$	−0.00192	−0.00128	−0.00089	$\Delta qB^4/EI$
	$\Delta_{1\varepsilon}$	−0.00702	−0.00315	−0.00171	$\varepsilon B^3/EI$
	$\Delta_{2\varepsilon}$	−0.00167	−0.00055	−0.00023	$\varepsilon B^4/EI$
	$\Delta_{1\Delta\varepsilon}$	−0.00167	−0.00073	−0.00038	$\Delta\varepsilon B^3/EI$
	$\Delta_{2\Delta\varepsilon}$	−0.00043	−0.00014	−0.00005	$\Delta\varepsilon B^4/EI$
	$\Delta_{1\gamma}$	−0.04864	−0.03565	−0.03103	$\gamma d_s B^3/EI$
	$\Delta_{2\gamma}$	−0.00790	−0.00445	−0.00302	$\gamma d_s B^4/EI$
	$\Delta_{1\sigma}$	−0.00051	−0.00015	−0.00006	$n_1^2\sigma_h B^3/EI$
	$\Delta_{2\sigma}$	−0.00015	−0.00003	−0.00001	$n_1^2\sigma_h B^4/EI$

注：1.表中B为计算跨度（m）。
2.γ为拱圈材料重力密度（kN/m³）。
3.d_s为拱圈截面厚度（m）。
4. $n_1=\frac{r_1}{r}$。
5.r_1为拱圈外缘小半径（m）。
6.r为拱圈计算小半径（m）。

（2）基本结构上在荷载作用下的截面力矩系数和轴向力系数分别列于表1-3-59、表1-3-60。

2）圆弧拱拱顶变位计算表

（1）基本结构上拱顶变位系数列于表1-3-61。

（2）基本结构在荷载作用下的截面弯矩系数和轴向力系数分别列于表1-3-62、表1-3-63。

3）隧道断面拱拱顶变位计算

荷载为单位垂直均布压力$q=1$，侧压$e=0$。基本结构如图1-3-31所示。

（1）单位变位

拱圈任一点座标：

在小圆弧段内　$x=r\sin\varphi$，$y=r(1-\cos\varphi)$

在大圆弧段内　$x=R\sin\varphi-a$，$y=r+b-R\cos\varphi$

$$\xi=\frac{r}{R}\qquad r=\xi R$$

三心拱基本结构在荷载作用下截面弯矩系数表 表 1-3-59

荷 载	矢跨比	15°	30°	45°	60°	90°	因 次
q	1/3	−0.01603	−0.05984	−0.08971	−0.10813	−0.12500	qB^2
	1/4	−0.02740	−0.10227	−0.10098	−0.11370	−0.12500	
	1/5	−0.04268	−0.15930	−0.10690	−0.11654	−0.12500	
Δq	1/3	−0.00191	−0.01380	−0.02533	−0.03352	−0.04167	ΔqB^2
	1/4	−0.00428	−0.03083	−0.03025	−0.03615	−0.04167	
	1/5	−0.00831	−0.05994	−0.03295	−0.03751	−0.04167	
e	1/3	−0.00028	−0.00430	−0.01107	−0.02058	−0.05556	eB^2
	1/4	−0.00048	−0.00734	−0.00817	−0.01339	−0.03125	
	1/5	−0.00074	−0.01144	−0.00596	−0.00922	−0.02000	
Δe	1/3	−0.00001	−0.00040	−0.00165	−0.00417	−0.01852	ΔeB^2
	1/4	−0.00002	−0.00119	−0.00139	−0.00292	−0.01042	
	1/5	−0.00005	−0.00288	−0.00108	−0.00209	−0.00667	
G	1/3	−0.01608	−0.06045	−0.09174	−0.11189	−0.12977	$\gamma d_0 B^2$
	1/4	−0.02748	−0.10332	−0.06857	−0.08205	−0.09354	
	1/5	−0.04280	−0.16092	−0.05662	−0.06666	−0.07511	
σ	1/3	0	0	0	−0.00040	−0.00940	$n_1^2\sigma_h B^2$
	1/4	0	0	0	−0.00018	−0.00412	
	1/5	0	0	0	−0.00010	−0.00228	

三心拱基本结构在荷载作用下截面轴向力系数表 表 1-3-60

荷 载	矢跨比	15°	30°	45°	60°	90°	因 次
q	1/3	0.04635	0.17298	0.29951	0.40274	0.50000	qB
	1/4	0.06059	0.22613	0.31778	0.41297	0.50000	
	1/5	0.07562	0.28222	0.32695	0.41811	0.50000	
Δq	1/3	0.00830	0.05984	0.12688	0.18729	0.25000	ΔqB
	1/4	0.01419	0.10227	0.14231	0.19693	0.25000	
	1/5	0.02210	0.15930	0.15118	0.20186	0.25000	
e	1/3	−0.02277	−0.08028	−0.10522	−0.10143	0	eB
	1/4	−0.02977	−0.10495	−0.09040	−0.08181	0	
	1/5	−0.03716	−0.13098	−0.07720	−0.06789	0	
Δe	1/3	−0.00081	−0.01116	−0.02349	−0.03086	0	ΔeB
	1/4	−0.00184	−0.02544	−0.02312	−0.02677	0	
	1/5	−0.00357	−0.04952	−0.02107	−0.02304	0	
G	1/3	0.04688	0.18114	0.32410	0.45611	0.66391	$\gamma d_0 B$
	1/4	0.06129	0.23680	0.33584	0.45049	0.61063	
	1/5	0.07649	0.29554	0.34051	0.44616	0.58244	
σ	1/3	0	0	0	0.00153	0.03603	$n_1\sigma_h B$
	1/4	0	0	0	0.00102	0.02385	
	1/5	0	0	0	0.00076	0.01774	

圆弧拱基本结构拱顶变位系数表　　表 1-3-61

变位		矢跨比 1/2	1/3	1/4	1/5	因次
单位变位	δ_{11}	0.78540	0.63700	0.57956	0.55173	B/EI
	δ_{12}	0.14270	0.07421	0.04973	0.03751	B^2/EI
	δ_{22}	0.04452	0.01516	0.00756	0.00454	B^3/EI
载变位	Δ_{1q}	−0.04909	−0.03262	−0.02730	−0.02492	qB^3/EI
	Δ_{2q}	−0.01413	−0.00638	−0.00404	−0.00297	qB^4/EI
	$\Delta_{1\Delta q}$	−0.01389	−0.00864	−0.00705	−0.00636	$\Delta qB^3/EI$
	$\Delta_{2\Delta q}$	−0.00434	−0.00186	−0.00115	−0.00084	$\Delta qB^4/EI$
	Δ_{1e}	−0.02226	−0.00758	−0.00378	−0.00227	eB^3/EI
	Δ_{2e}	−0.00814	−0.00183	−0.00068	−0.00033	eB^4/EI
	$\Delta_{1\Delta e}$	−0.00542	−0.00183	−0.00091	−0.00054	$\Delta eB^3/EI$
	$\Delta_{2\Delta e}$	−0.00214	−0.00048	−0.00018	−0.00009	$\Delta eB^4/EI$
	Δ_{1g}	−0.04913	−0.03321	−0.02773	−0.02522	$\gamma d_0B^3/EI$
	Δ_{2g}	−0.01401	−0.00651	−0.00412	−0.00301	$\gamma d_0B^4/EI$
	$\Delta_{1\sigma}$	−0.00357	−0.00030			$n_1^2K_\sigma\sigma_hB^3/EI$
	$\Delta_{2\sigma}$	−0.00150	−0.00003			$n_1^2K_\sigma\sigma_hB^4/EI$

圆弧拱基本结构在荷载作用下截面弯矩系数表　　表 1-3-62

荷载	矢跨比	15°	30°	43°36′10″	53°07′48″	67°22′48″	90°	因次
q	1/2	−0.00837	−0.03125	−0.05945	−0.08000	−0.10661	−0.12500	qB^2
	1/3	−0.00983	−0.03668	−0.06978	−0.09389	−0.12500		
	1/4	−0.01308	−0.04883	−0.09290	−0.12500			
	1/5	−0.01761	−0.06570	−0.12500				
Δq	1/2	−0.00072	−0.00521	−0.01367	−0.02133	−0.03277	−0.04167	ΔqB^3
	1/3	−0.00092	−0.00662	−0.01738	−0.02712	−0.04167		
	1/4	−0.00141	−0.01017	−0.02669	−0.04167			
	1/5	−0.00220	−0.01588	−0.04167				
e	1/2	−0.00014	−0.00224	−0.00951	−0.02000	−0.04734	−0.12500	eB^2
	1/3	−0.00017	−0.00263	−0.01116	−0.02347	−0.05556		
	1/4	−0.00023	−0.00351	−0.01486	−0.03125			
	1/5	−0.00031	−0.00472	−0.02000				
Δe	1/2	−0.000002	−0.00010	−0.00088	−0.00267	−0.00971	−0.04167	ΔeB^2
	1/3	−0.000003	−0.00019	−0.00167	−0.00586	−0.01852		
	1/4	−0.00001	−0.00039	−0.00342	−0.01042			
	1/5	−0.00001	−0.00076	−0.00667				
G	1/2	−0.00840	−0.03157	−0.06055	−0.08178	−0.10830	−0.11502	γd_0B^3
	1/3	−0.00985	−0.03705	−0.07106	−0.09598	−0.12711		
	1/4	−0.01312	−0.04933	−0.09461	−0.12779			
	1/5							
σ	1/2	0	0	0	−0.00024	−0.00478	−0.03452	$n_1^2K_\sigma\sigma_hB^2$
	1/3	0	0	0	−0.00028	−0.00561		
	1/4	0	0	0	−0.00037			
	1/5	0	0	0				

圆弧拱基本结构在荷载作用下截面轴向力系数表 表 1-3-63

荷载	矢跨比	15°	30°	43°36′10″	53°07′48″	67°22′48″	90°	因 次
q	1/2	0.03349	0.12500	0.23781	0.32000	0.42604	0.50000	qB
	1/3	0.03625	0.13542	0.25763	0.34667	0.46154		
	1/4	0.04187	0.15625	0.29727	0.40000			
	1/5	0.04857	0.18125	0.34483				
Δq	1/2	0.00433	0.03125	0.08200	0.12800	0.19663	0.25000	ΔqB
	1/3	0.00509	0.03668	0.09624	0.15022	0.23077		
	1/4	0.00677	0.04883	0.12813	0.20000			
	1/5	0.00911	0.06570	0.17241				
e	1/2	−0.01646	−0.05801	−0.09988	−0.12000	−0.11834	0.00000	eB
	1/3	−0.01783	−0.06285	−0.10821	−0.12459	−0.12821		
	1/4	−0.02057	−0.07252	−0.12485	−0.15000			
	1/5	−0.02386	−0.08412	−0.14483				
Δe	1/2	−0.00028	−0.00389	−0.01378	−0.02400	−0.03641	0.00000	ΔeB
	1/3	−0.00049	−0.00684	−0.02425	−0.04225	−0.06410		
	1/4	−0.00088	−0.01214	−0.04305	−0.07500			
	1/5	−0.00147	−0.02043	−0.07241				
G	1/2	0.03388	0.13090	0.26242	0.37092	0.54277	0.78540	$\gamma d_1 B$
	1/3	0.03670	0.14181	0.25429	0.40183	0.58800		
	1/4	0.04235	0.16363	0.32802	0.46365			
	1/5	0.04913	0.18981	0.38051				
σ	1/2	0	0	0	0.00047	0.00956	0.06904	$n_1 K_\sigma \sigma_h B$
	1/3	0	0	0	0.00051	0.01036		
	1/4	0	0	0	0.00059			
	1/5	0	0	0				

$$\left.\begin{aligned}\delta_{11}&=\frac{R}{EI}K_{11}\\ \delta_{12}&=\frac{R^2}{EI}K_{12}\\ \delta_{22}&=\frac{R^3}{EI}K_{22}\end{aligned}\right\}\qquad(1\text{-}3\text{-}64)$$

$$K_{11}=\xi\varphi_0+\varphi_1$$

$$K_{12}=\xi^2(\varphi_0-\sin\varphi_0)$$

$$-\sin(\varphi_0+\varphi_1)+\sin\varphi_0+\frac{b+r}{R}\varphi_1$$

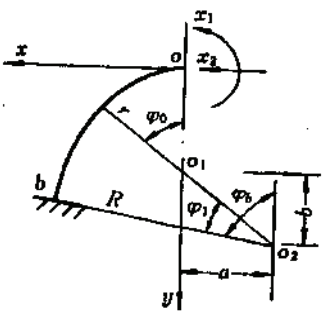


图 1-3-31 基本结构图

$$K_{22}=\xi^3\left(\frac{3}{2}\varphi_0-2\sin\varphi_0+\frac{1}{4}\sin2\varphi_0\right)+\frac{1}{2}\varphi_1+\frac{1}{4}$$

$$[\sin2(\varphi_0+\varphi_1)-\sin2\varphi_1]-\frac{2(b+r)}{R}[\sin(\varphi_0+\varphi_1)-\sin\varphi_0]+\frac{(b+r)^2}{R^2}\varphi_1$$

（2）载变位计算（在单位垂直均布压力作用下）

载变位计算如下：

$$\left.\begin{aligned}\Delta_{1q}&=-\frac{R^3}{EI}K_{1q}\\ \Delta_{2q}&=-\frac{R^4}{EI}K_{2q}\end{aligned}\right\}\tag{1-3-65}$$

$$K_{1q}=\frac{1}{2}\xi^3\left(\frac{1}{2}\varphi_0-\frac{1}{4}\sin2\varphi_0\right)+\frac{1}{4}\varphi_1-\frac{1}{8}\left[\sin2(\varphi_0+\varphi_1)-\sin^2\varphi_0\right]+\frac{a}{R}$$

$$[\cos(\varphi_0+\varphi_1)-\cos\varphi_0]+\frac{a^2}{2R^2}\varphi_1$$

$$K_{2q}=\frac{1}{2}\xi^4\left(\frac{1}{2}\varphi_0+\frac{1}{4}\sin2\varphi_0-\frac{1}{3}\sin^3\varphi_0\right)+\frac{b+r}{2R}\left\{\frac{1}{2}\varphi_1-\frac{1}{4}\right.$$

$$\left.[\sin2(\varphi_0+\varphi_1)-\sin2\varphi_0]\right\}+\frac{a(b+r)}{R^2}[\cos(\varphi_0+\varphi_1)-\cos\varphi_0]+\frac{a^2(b+r)}{2R^3}-$$

$$\frac{1}{6}[\sin^3(\varphi_0+\varphi_1)-\sin^3\varphi_0]+\frac{a}{2R}[\sin^2(\varphi_0+\varphi_1)-\sin^2\varphi_0]-\frac{a^2}{2R^2}[\sin(\varphi_0+\varphi_1)-\sin\varphi_0]$$

3.4.2.5　算例

1．半支护结构内力计算

1）设计资料

垂直均布标准荷载　$q_k=30\text{kPa}$；

侧向地层弹性压缩系数　$K=0.8\times10^5\text{kN/m}^3$；

基底地层弹性压缩系数　$K_0=1\times10^5\text{kN/m}^3$；

混凝土强度等级　C15；

混凝土重力密度　$\gamma=23\text{kN/m}^3$；

混凝土弹性模量　$E=150\times10^5\text{kN/m}^2$；

岩层的弹性压缩系数如无实际工程地质资料，可参照表1-3-54选用。

2）结构型式及尺寸计算

结构型式如图1-3-32所示。基本结构见图1-3-26。

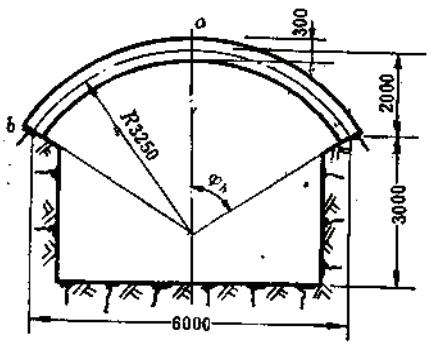


图 1-3-32　半支护结构图

$$f=\frac{1}{3}B=\frac{1}{3}\times6=2\text{m}$$

$$R=\frac{13}{24}B=\frac{13}{24}\times6=3.25\text{m}$$

$$\varphi_b = \sin^{-1}\frac{0.5B}{3.25} = 67.380135^\circ = 67^\circ 22' 48''$$

$$EI = 150\times 10^5 \times \frac{1\times 0.3^3}{12} = 0.3375\times 10^5$$

3）单位变位计算

单位变位计算，查表1-3-61得：

$$\delta_{11} = 0.637\frac{B}{EI} = 0.637\frac{6}{EI} = 11.32444\times 10^{-5}$$

$$\delta_{12} = 0.07421\frac{B^2}{EI} = 0.07421\frac{6^2}{EI} = 7.91573\times 10^{-5}$$

$$\delta_{22} = 0.01516\frac{B^3}{EI} = 0.01516\frac{6^3}{EI} = 9.70240\times 10^{-5}$$

4）载变位计算

载变位计算，查表1-3-61得：

$$\Delta_{1q} = -0.03262\frac{\gamma_0\gamma_{G1}q_k}{EI}B^3 = -0.03262\frac{1.1\times 1.4\times 30}{EI}\times 6^3 = -964.50816\times 10^{-5}$$

$$\Delta_{2q} = -0.00638\frac{1.54q_k}{EI}B^4 = -0.00638\frac{1.54\times 30}{EI}\times 6^4 = -1131.86304\times 10^{-5}$$

$$\Delta_{1g} = -0.03321\gamma_0\gamma_G\gamma d_0\frac{B^3}{EI} = -0.03321\times 1.1\times 1.2\times 23\times 0.3\frac{6^3}{EI}$$

$$= -193.58508\times 10^{-5}$$

$$\Delta_{2g} = -0.00651\times 1.32\gamma d_0\frac{B^4}{EI} = -0.00651\times 1.32\times 23\times 0.3\frac{6^4}{EI} = -227.68543\times 10^{-5}$$

$$\Delta_{1\sigma} = -0.0003\times 1.54k_\sigma n_1^2\sigma_h\frac{B^3}{EI} = -0.0003\times 1.54\frac{\sin\varphi_b}{1-2\cos^2\varphi_b}\left(\frac{r_1}{r}\right)^2\sigma_h\frac{6^3}{EI}$$

$$= -0.0003\times 1.54\times 1.31092\times 1.09677^2\sigma_h\frac{216}{EI} = -0.46627\sigma_h\times 10^{-5}$$

$$\Delta_{2\sigma} = -0.00003\times 1.54k_\sigma n_1^2\sigma_h\frac{B^4}{EI} = -0.00003\times 1.54\times 1.31092\times 1.09677^2\sigma_h\frac{6^4}{EI}$$

$$= -0.27976\sigma_h\times 10^{-5}$$

5）拱脚变位计算

拱脚变位计算如下：

$$\beta_1 = \frac{12}{K_0 d_b^3} = \frac{12}{1\times 10^5\times 0.3^3} = 4.44444\times 10^{-5}$$

$$u_1 = \frac{\cos\varphi_b}{K_0 d_b} = \frac{\cos\varphi_b}{10\times 10^5\times 0.3} = 0.012821\times 10^{-5}$$

$$M_{bp} = -1.54\times 0.125q_kB^2 - 1.32\times 0.12711\gamma d_0B^2 - 1.54\times 0.00561K_\sigma n_1^2\sigma_hB^2$$

$$= -207.9 - 41.67784 - 0.49045\sigma_h$$

$$= -249.57784 - 0.49045\sigma_h$$

$$N_{bp} = 1.54\times 0.46154qB + 1.32\times 0.588\gamma d_0B + 1.54\times 0.01036K_\sigma n_1^2\sigma_hB$$

$$= 160.07191 + 0.15095\sigma_h$$

6）冗力x_1、x_2计算

冗力x_1、x_2的计算为：

$$a_{11} = \delta_{11} + \beta_1 = 11.32444\times 10^{-5} + 4.444444\times 10^{-5} = 15.76888\times 10^{-5}$$

$$a_{12} = \delta_{12} + f\beta_1 = 7.91573\times 10^{-5} + 2\times 4.444444\times 10^{-5} = 16.80461\times 10^{-5}$$

$$a_{22}=\delta_{22}+f^2\beta_1+u_1\cos\varphi_b=9.7024\times10^{-5}+4\times4.44444\times10^{-6}+0.012821\cos\varphi_b\times10^{-5}$$
$$=27.4851\times10^{-5}$$
$$a_{10}=\Delta_{1\sigma}+\Delta_{1g}+\Delta_{1\sigma}+M_{bp}\beta_1$$
$$=-964.50816\times10^{-5}-193.58508\times10^{-5}-0.46627\sigma_h\times10^{-5}$$
$$-(249.57784+0.49045\sigma_h)\times4.44444\times10^{-5}$$
$$=-2267.327\times10^{-5}-2.6461\sigma_h\times10^{-5}$$
$$a_{20}=\Delta_{2\sigma}+\Delta_{2g}+\Delta_{2\sigma}+fM_{bp}\beta_1+N_{bp}u_1$$
$$=-1131.8634\times10^{-5}-227.68543\times10^{-5}-0.27976\sigma_h\times10^{-5}-2$$
$$\times(249.57784+0.49045\sigma_h)\times4.44444\times10^{-5}+(160.07191+0.15095\sigma_h)$$
$$\times0.012821\times10^{-5}=-3575.9637\times10^{-5}-4.6374\sigma_h\times10^{-5}$$
$$x_1=\frac{a_{12}a_{20}-a_{22}a_{20}}{a_{11}a_{22}-a_{12}^2}=\frac{(2225.034-5.2014\delta_h)\times10^{-10}}{151.0143\times10^{-10}}$$
$$=14.734-0.03444\sigma_h$$
$$x_2=\frac{a_{12}a_{10}-a_{11}a_{20}}{a_{11}a_{22}-a_{12}^2}=\frac{(18287.3965+28.66\sigma_h)\times10^{-10}}{151.0143\times10^{-10}}$$
$$=121.0971+0.03444\sigma_h$$

最大抗力值：

$$N_b=N_{bp}+x_2\cos\varphi_b=160.07191+0.15095\sigma_h+(121.0971+0.1898\sigma_h)\cos\varphi_b$$
$$=206.648+0.224\sigma_h$$
$$\Delta_b=N_bu_1=2.6494\times10^{-5}+0.00287\sigma_h\times10^{-5}$$
$$\sigma_h=K\Delta_b=0.8\times10^5\times(2.6494\times10^{-5}+0.00287\sigma_h\times10^{-5})=2.1196+0.002296\sigma_h$$
$$\sigma_h=2.1245$$
$$x_1=14.734-0.03444\times2.1245=14.6608\text{kN}\cdot\text{m}$$
$$x_2=121.0971+0.1898\times2.1245=121.5003\text{kN}\cdot\text{m}$$

拱圈各截面弯矩表　　表 1-3-64

截　面	x_1 (kN·m)	x_2y (kN·m)	M_p (kN·m)			M (kN·m)
			M_σ	M_g	M_σ	
0°	14.6608	0	0	0	0	14.66
15°	14.6608	13.4549	−16.34926	−3.22970	0	8.53604
30°	14.6608	52.9037	−61.00618	−12.14825	0	−5.58993
43°36′10″	14.6608	108.9311	−116.05810	−23.29972	0	−15.76592
53°07′48″	14.6608	157.9504	−156.15785	−31.47069	−0.0338	−15.0511
67°22′48″	14.6608	243.0008	−207.90000	−41.67784	−0.6766	7.407

拱圈各截面轴向力、偏心距表　　表 1-3-65

截　面	$x_2\cos\varphi$ (kN)	N_p (kN)			N (kN)	e (m)
		N_g	N_g	N_σ		
0°	121.5003	0	0	0	121.5003	0.12066
15°	117.3603	10.04850	2.00558	0	129.4144	0.06596
30°	105.2224	37.53842	7.74968	0	150.51045	−0.03714
43°36′10″	87.983	71.41504	15.53588	0	174.93392	−0.09013
53°07′48″	72.9004	96.09692	21.95921	0.0094	190.96593	−0.07882
67°22′48″	46.7312	127.93889	32.13302	0.1899	206.99301	0.03578

7）拱圈各截面内力计算〔见式（1-3-38）〕。

表1-3-64和表1-3-65分别为拱图各截面弯矩和轴向力、偏心距表。

8）校核计算〔见式(1-3-39)〕

校核计算如下：

$$\int \frac{M}{EI} ds = x_1\delta_{11} + x_2\delta_{12} + \Delta_{1p}$$

$$= 14.6608 \times 11.32444 \times 10^{-5} + 121.5003 \times 7.91573 \times 10^{-5} - 964.50816 \times 10^{-5}$$

$$- 193.58508 \times 10^{-5} - 0.46627 \times 2.1245 \times 10^{-5} = -31.294911 \times 10^{-5}$$

$$M_b\beta_1 = 7.407 \times 4.444444 \times 10^{-5} = 32.91997 \times 10^{-5}$$

$$\text{误差} \frac{32.91997 \times 10^{-5} - 31.294911 \times 10^{-5}}{32.91997 \times 10^{-5}} = 4.94\% \text{（可）}$$

$$\int \frac{Mv}{EI} ds = x_1\delta_{12} + x_2\delta_{22} + \Delta_{2p}$$

$$= 14.6608 \times 7.91573 \times 10^{-5} + 121.5003 \times 9.7024 \times 10^{-5} - 1131.86304 \times 10^{-5}$$

$$- 227.68543 \times 10^{-5} - 0.27976 \times 2.1245 \times 10^{-5}$$

$$= -65.24738 \times 10^{-5}$$

$$fM_b\beta_1 + N_b u_1 = 2 \times 7.407 \times 4.444444 \times 10^{-5} + 207.12389 \times 0.012821 \times 10^{-5}$$

$$= 68.49547 \times 10^{-5}$$

$$\text{误差} \frac{68.49547 \times 10^{-5} - 65.24738 \times 10^{-5}}{68.49547 \times 10^{-5}} = 4.74\% \text{（可）}$$

9）内力图（图1-3-33）

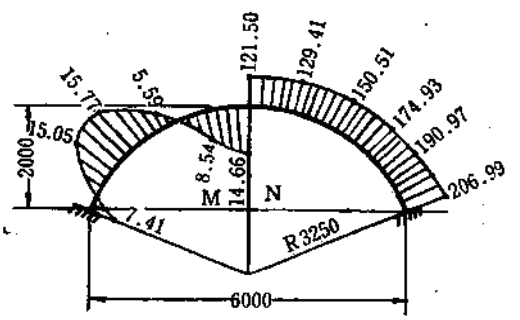


图 1-3-33 内力图

2. 拱顶直墙整体式结构内力计算

1）设计资料

地层坚固系数 $f_{kp} = 3$；

垂直均布标准荷载 $q_k = 37.5\text{kPa}$；

梯形水平标准荷载 $e_{1k} = 1.2\text{kPa}$；

$e_{2k} = 4.8\text{kPa}$；

$\Delta e_k = 4.8 - 1.2 = 3.6\text{kPa}$；

侧向地层弹性压缩系数 $K = 4 \times 10^5\text{kN/m}^3$；

基底地层弹性压缩系数 $K_0 = 5 \times 10^5\text{kN/m}^3$

混凝土强度等级 $C15$

混凝土重力密度　$\nu = 23\text{kN/m}^3$

混凝土弹性模量　$E = 150 \times 10^5\text{kPa}$

2）结构型式及尺寸计算

结构型式如图1-3-34所示。基本结构见图1-3-30。

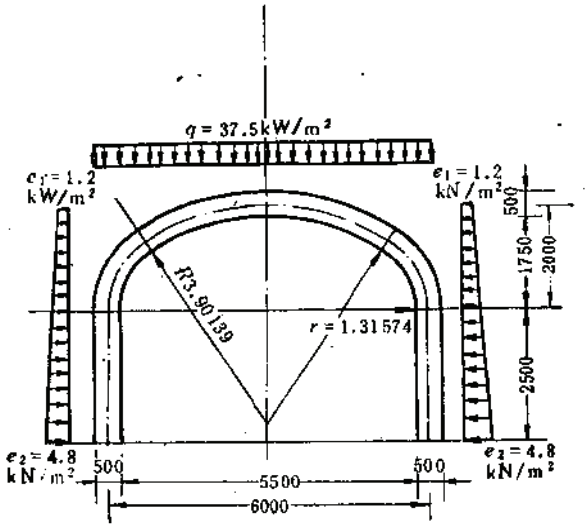


图 1-3-34　整体式支护结构图

尺寸计算为：

$$f = \frac{1}{3} \times 6 = 2\text{m}$$

$$R = 0.691898B = 0.691898 \times 6 = 4.15139\text{m}$$

$$r = 0.260957B = 0.260957 \times 6 = 1.56574\text{m}$$

$$r_1 = r + 0.5d_0 = 1.56574 + 0.5 \times 0.5 = 1.81574\text{m}$$

$$n_1 = \frac{r_1}{r} = \frac{1.81574}{1.56574} = 1.15967$$

$$d_c = 0.5\text{m}$$

$$EI = E\frac{b \times d_0^3}{12} = 150 \times 10^5 \times \frac{1 \times 0.5^3}{12} = 1.5625 \times 10^5$$

3）单位变位计算

查表1-3-58得单位变位计算为：

$$\delta_{11} = 0.66331\frac{B}{EI} = 0.66331\frac{6}{EI} = 2.54711 \times 10^{-5}$$

$$\delta_{12} = 0.07111\frac{B^2}{EI} = 0.07111\frac{6^2}{EI} = 1.63837 \times 10^{-5}$$

$$\delta_{22} = 0.01403\frac{B^3}{EI} = 0.01403\frac{6^3}{EI} = 1.93951 \times 10^{-5}$$

4）载变位计算

查表1-3-58得载变位计算为：

$$\Delta_{1q} = -0.03776 \times 1.54q_k\frac{B^3}{EI} = -0.03776 \times 1.54 \times 37.5\frac{6^3}{EI}$$

$$= -301.45167\times10^{-5}$$

$$\Delta_{2q} = -0.00685\times1.54q_k\frac{B^4}{EI} = -0.00685\times1.54\times37.5\frac{6^4}{EI}$$

$$= -328.1161\times10^{-5}$$

$$\Delta_{1e} = -0.00702\times1.54e_k\frac{B^3}{EI} = -0.00702\times1.54\times1.2\frac{6^3}{EI}$$

$$= -1.79338\times10^{-5}$$

$$\Delta_{2e} = -0.00167\times1.54e_k\frac{B^4}{EI} = -0.00167\times1.54\times1.2\frac{6^4}{EI} = -2.55979\times10^{-5}$$

$$\Delta_{1\Delta e} = -0.00167\times1.54\Delta e_k\frac{B^3}{EI} = -0.00167\times1.54\times1.6\frac{6^3}{EI} = -0.56885\times10^{-5}$$

$$\Delta_{2\Delta e} = -0.00043\times1.54\Delta e\frac{B^4}{EI} = -0.00043\times1.54\times1.6\frac{6^4}{EI} = -0.87880\times10^{-5}$$

$$\Delta_{1g} = -0.04864\times1.32\gamma l_0\frac{B^3}{EI} = -0.04864\times1.32\times23\times0.5\frac{6^3}{EI} = -102.07023\times10^{-5}$$

$$\Delta_{2g} = -0.0079\times1.32\gamma l_0\frac{B^4}{EI} = -0.0079\times1.32\times23\times0.5\frac{6^4}{EI} = -99.46810\times10^{-5}$$

$$\Delta_{1\sigma} = -0.00051\times1.54n_1^2\sigma_h\frac{B^3}{EI} = -0.00051\times1.54\times1.159\ 7^2\sigma_h\frac{6^3}{EI} = -0.14601\sigma_h\times10^{-5}$$

$$\Delta_{2\sigma} = -0.00015\times1.54n_1^2\sigma_h\frac{B^4}{EI} = -0.00015\times1.54\times1.15967^2\sigma_h\frac{6^4}{EI}$$

$$= -0.25767\sigma_h\times10^{-5}$$

5）墙顶变位计算

边墙弹性地基梁变形系数：

$$a = \sqrt[4]{\frac{K}{4EI}} = \sqrt[4]{\frac{4\times10^5\times12}{4\times150\times10^5\times0.5^3}} = 0.89443$$

边墙换算长度：

$$\lambda = ah = 0.89443\times2.5 = 2.23608 \quad 取\lambda = 2.25$$

按短梁计算，查表1-3-56、表1-3-57得：

$\phi_1 = -3.01308$；$\phi_2 = 0.78521$；$\phi_3 = 3.65007$；$\phi_4 = 6.67895$；

$\phi_9 = 11.70083$；$\phi_{10} = 11.49514$；$\phi_{11} = 11.00637$；$\phi_{12} = 11.20083$；

$\phi_{13} = 11.30623$；$\phi_{14} = 14.71391$；$\phi_{15} = 14.83461$。

$$h = \frac{K_0}{K} = \frac{5\times10^5}{4\times10^5} = 1.25$$

$$A = \frac{6}{hd_c^2a^3} = \frac{6}{1.25\times0.5^2\times0.89443^3} = 53.66513$$

$$C = K(\phi_9+\phi_{10}A) = 4\times10^5\times(11.70083+11.49514\times53.66513) = 2514.35605\times10^8$$

$$\beta_1 = \frac{4a^3}{C}(\phi_{11}+\phi_{12}A) = \frac{4\times0.89443^3}{2514.35605\times10^8}(11.00637+11.20083\times53.66513)$$

$$= 0.69678\times10^{-5}$$

$$\beta_2 = u_1 = \frac{2a^2}{C}(\phi_{13}+\phi_{14}A) = \frac{2\times0.89443^2}{2514.35605\times10^8}(11.30623+11.00637\times53.66513)$$

$$= 0.38306\times10^{-5}$$

$$u_2=\frac{2a}{C}(\phi_{10}+\phi_{13}A)=\frac{2\times0.89443}{2514.35605\times10^5}(11.49514+11.30323\times53.66513)$$

$$=0.43986\times10^{-5}$$

$$\beta_e=-1.54\frac{a}{C}(\phi_4+\phi_3A)e_k-1.54\frac{a}{C}\left[\left(\phi_4-\frac{\phi_{14}}{ah}\right)+\left(\phi_4-\frac{\phi_{10}}{ah}\right)A\right]\Delta e_k$$

$$=-1.54\frac{0.89443}{2514.35605\times10^5}\times202.56043\times2.8+\frac{0.89443}{2514.35605\times10^5}\times79.89972\times2$$

$$=-0.14491\times10^{-5}$$

$$u_e=-\frac{1.54}{C}(\phi_{14}+\phi_{15}A)e_k-\frac{1.54}{C}\left(\frac{\phi_2}{2ah}-\phi_1+\frac{\phi_4A}{2}\right)\Delta e_k$$

$$=-\frac{1.54\times810.81518}{2514.35605\times10^5}\times2.8-\frac{1.54\times182.40202}{2514.35605\times10^5}\times2=-1.61395\times10^{-5}$$

$$M_{hp}=-\left(1.54\times\frac{1}{8}q_k+1.32\times0.12977\gamma d_0+1.54\times0.05556e_k+\right.$$

$$\left.+1.54\times0.01852\Delta e_k+1.54\times0.0094n_1^2\sigma_h\right)B^2$$

$$=-(7.21875+1.96991+0.10267+0.04563+0.01947\sigma_h)\times36$$

$$=-336.13056-0.70092\sigma_h$$

$$H_{hp}=-1.54\frac{1.2+2.8}{2}\times2-1.54\frac{\sqrt{2}}{3}n_1r\sigma_h=-6.16-1.31816\sigma_h$$

$$\beta_p=M_{hp}\beta_1+H_{hp}\beta_2+\beta_e$$

$$=-(336.13056+0.70092\sigma_h)\times0.69678\times10^{-3}-(6.16+1.31816\sigma_h)\times0.38306\times$$

$$\times10^{-5}-0.14491\times10^{-5}=-236.71361\times10^{-5}-0.99332\sigma_h\times10^{-5}$$

$$u_p=M_{hp}u_1+H_{hp}u_2+u_e$$

$$=-(336.13056+0.70092\sigma_h)\times0.38306\times10^{-5}-(6.16+1.31816\sigma_h)\times$$

$$\times0.43986\times10^{-5}-1.61395\times10^{-5}$$

$$=-133.08166\times10^{-5}-0.8483\sigma_h\times10^{-5}$$

6）冗力x_1、x_2计算

$$a_{11}=\delta_{11}+\beta_1=2.54711\times10^{-5}+0.69678\times10^{-5}=3.24389\times10^{-5}$$

$$a_{12}=\delta_{12}+f\beta_1+\beta_2=1.63837\times10^{-5}+2\times0.69678\times10^{-5}+0.38306\times10^{-5}$$

$$=3.41499\times10^{-5}$$

$$a_{22}=\delta_{22}+2f\beta_2+f^2\beta_1+u_2$$

$$=1.93951\times10^{-5}+2\times2\times0.38306\times10^{-5}+2^2\times0.69678\times10^{-5}+0.43986\times10^{-5}$$

$$=6.69873\times10^{-5}$$

$$a_{10}=\Delta_{1q}+\Delta_{1g}+\Delta_{1e}+\Delta_{1\Delta e}+\Delta_{1\sigma}+\beta_p$$

$$=-301.45167\times10^{-5}-102.07023\times10^{-5}-1.79338\times10^{-5}-0.56885\times10^{-5}$$

$$-0.14601\sigma_h\times10^{-5}-236.71361\times10^{-5}-0.99332\sigma_h\times10^{-5}$$

$$=-642.59774\times10^{-5}-1.13933\sigma_h\times10^{-5}$$

$$a_{20}=\Delta_{2q}+\Delta_{2g}+\Delta_{2e}+\Delta_{2\Delta e}+\Delta_{2\sigma}+f\beta_p+u_p$$

$$=-328.1161\times10^{-5}-99.4681\times10^{-5}-2.55979\times10^{-5}-0.8788\times10^{-5}-$$

$$-0.25767\sigma_h\times10^{-5}-2\times(236.71361\times10^{-5}-0.99332\sigma_h\times10^{-5})-133.08166$$

$$\times10^{-5}-0.8483\sigma_h\times10^{-5}=-1037.53167\times10^{-5}-3.09261\sigma_h\times10^{-5}$$

$$x_1=\frac{a_{12}a_{20}-a_{22}a_{10}}{a_{11}a_{22}-a_{12}^2}=\frac{761.42848\times10^{-10}-2.92917\times10^{-10}}{10.06778\times10^{-10}}$$

$$=75.63023-0.29095\sigma_h$$

$$x_2=\frac{a_{12}a_{10}-a_{11}a_{20}}{a_{11}a_{22}-a_{12}^2}=\frac{1171.17375\times10^{-10}+6.14129\times10^{-10}}{10.06778\times10^{-10}}$$

$$=116.3289+0.60999\sigma_h$$

最大扰力值：

$$u_2+fu_1=0.43986\times10^{-5}+2\times0.38306\times10^{-5}=1.20598\times10^{-5}$$

$$u_h=x_1u_1+x_2(u_2+fu_1)+u_p$$

$$=(75.63023-0.29095\sigma_h)\times0.38306\times10^{-5}+(116.3289+0.60999\sigma_h)$$

$$\times1.20598\times10^{-5}-133.08166\times10^{-5}-0.8483\sigma_h\times10^{-5}$$

$$=36.17959\times10^{-5}-0.22412\sigma_h\times10^{-5}$$

$$\sigma_h=Ku_h=4\times10^5\times(36.17959\times10^{-5}-0.22412\sigma_h\times10^{-5})$$

$$=144.71836-0.89648\sigma_h$$

$$\sigma_h=76.30893\text{kPa}$$

$$x_1=75.63023-0.29095\times76.30893=53.42815\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$x_2=116.3289+0.60999\times76.30893=162.87658\text{kN}$$

7）拱圈各截面内力计算

由表1-3-66、表1-3-67和式（1-3-62）计算拱圈各截面内力。

拱圈各截面弯矩表　　表 1-3-66

截　面	x_1 (kN·m)	x_2y (kN·m)	M_p (kN·m)	M (kN·m)
0°	53.42815	0	0	53.42815
15°	53.42815	23.03973	−42.13329	34.33459
30°	53.42815	90.58882	−157.76363	−13.74666
45°	53.42815	145.42511	−237.52400	−38.67074
60°	53.42815	198.24197	−289.96274	−38.29262
90°	53.42815	325.75316	−389.61129	−10.42998

注：1.大圆弧内$y=R(1-\cos\varphi)$，在小圆弧内$y=f-r\cos\varphi$。
2.M_p为各荷载产生的弯矩之和。

拱圈各截面轴向力、偏心距表　　表 1-3-67

截　面	$x_2\cos\varphi$ (kN)	N_p (kN)	N (kN)	e (m)
0°	162.87658	0	162.87658	0.32803
15°	157.32669	20.59456	177.92125	0.19298
30°	141.05526	77.49093	218.54619	−0.06290
45°	115.17113	134.81321	249.98434	−0.15469
60°	81.43829	183.92385	265.36214	−0.14430
90°	0	263.17982	263.17982	−0.03963

注：N_p为各荷载产生的轴向力之和。

8）校核计算

由式(1-3-63)：

$$\int\frac{Mds}{EI}=x_1\delta_{11}+x_2\delta_{12}+\Delta_{1p}$$

$$=53.42815\times2.54711\times10^{-5}+162.87658\times1.63837\times10^{-5}-301.45167\times10^{-5}$$
$$-1.79338\times10^{-5}-0.56885\times10^{-5}-102.07023\times10^{-5}-0.14601\times76.30893\times$$
$$\times10^{-5}=-14.08652\times10^{-5}$$

$$\beta_h=x_1\beta_1+x_2(\beta_2+f\beta_1)+\beta_p$$
$$=53.42815\times0.69678\times10^{-5}+162.87658\times(0.38306\times10^{-5}+2\times0.69678\times10^{-5})$$
$$-236.71361\times10^{-5}-0.99332\times76.30893\times10^{-5}=14.08466\times10^{-5}$$

误差 $\dfrac{(14.08652-14.08466)\times10^{-5}}{14.08652\times10^{-5}}=0.01\%$（可）

$$\int\frac{M\bar{v}}{EI}ds=x_1\delta_{12}+x_2\delta_{22}+\Delta_{1p}$$
$$=53.42815\times1.63837\times10^{-5}+162.87658\times1.93951\times10^{-5}$$
$$-328.1161\times10^{-5}-2.55979\times10^{-5}-0.8788\times10^{-5}-99.4681\times10^{-5}$$
$$-0.25767\times76.30893\times10^{-5}=-47.24948\times10^{-5}$$

$$f\beta_h+u_h=2\times14.08466\times10^{-5}+36.17959\times10^{-5}-0.22412\times76.30893\times10^{-5}$$
$$=47.24655\times10^{-5}$$

误差 $\dfrac{(47.24948-47.24655)\times10^{-5}}{47.24948\times10^{-5}}=0.006\%$（可）

9）边墙内力计算

由式（1-3-50）：

$$M_h=x_1+x_2f+M_{hp}$$
$$=53.42815+162.87658\times2-336.13056-0.70092\times76.30893$$
$$=-10.43571$$

$$H_h=x_2+H_{hp}=162.87658-6.16-1.31816\times76.30893=56.1292$$

$$V_h=1.54\times\frac{1}{2}q_kB+1.32\left[\beta R+\left(\frac{\pi}{2}-\beta\right)r\right]\gamma d_0+1.54\times\frac{\sqrt{2}-1}{3}n_1v\sigma_h$$
$$=1.54\times\frac{1}{2}\times37.5\times6+1.32[0.588\times4.15139+0.98279\times1.56574]\times23$$
$$\times0.5+1.54\times\frac{\sqrt{2}-1}{3}\times1.15967\times1.56574\times76.30893=263.12492$$

$$u_h=36.17959\times10^{-5}-0.22412\times76.30893\times10^{-5}=19.07723\times10^{-5}$$
$$\beta_h=14.08466\times10^{-5}$$

将边墙长度分成五等分段，则每段长度为0.5m，每段重为

$$\frac{\gamma d_0\times2.5}{5}=\frac{23\times0.5\times2.5}{5}=5.75\text{kN}$$

弹性地基梁系数，查表1-3-68。

拱圈弯矩及应力计算：

$$M=-u_h\frac{K}{2\alpha^2}\phi_3+\beta_h\frac{K}{4\alpha^3}\phi_4+M_h\phi_1+H_h\frac{1}{2\alpha}\phi_2-\frac{1.54e_h}{2\alpha^2}\phi_3-\frac{1.54\Delta e_h}{4\alpha^3h}\phi_4$$
$$=M_h\phi_1+H_h\frac{1}{2\alpha}\phi_2-\frac{1}{2\alpha^2}(u_hK+e)\phi_3+\frac{1}{4\alpha^3}\left(\beta_hK-\frac{\Delta e}{h}\right)\phi_4$$
$$=-10.43571\phi_1+31.37708\phi_2-50.38808\phi_3+19.25341\phi_4$$

将计算结果汇总成表格，见表1-3-69。

10）内力图形

$\phi_1 \sim \phi_4$ 表 表 1-3-68

截面号	x	ax	ϕ_1	ϕ_2	ϕ_3	ϕ_4
0	0	0	1	0	0	0
1	0.5	0.45	0.99317	0.89877	0.20241	0.06074
2	1.0	0.90	0.89082	1.76067	0.80410	0.48448
3	1.5	1.35	0.45079	2.40238	1.75542	1.61435
4	2.0	1.80	−0.70602	2.35774	2.86523	3.69467
5	2.5	2.25	−3.01308	0.78521	3.65007	6.67895

注：x为计算截面至墙顶的距离（m）。

边墙内力及偏心距表 表 1-3-69

截面号	x (m)	内力 M (kN·m)	内力 N (kN)	e (m)
0	0	−10.43571	263.12492	−0.03966
1	0.5	8.80674	270.71492	0.03253
2	1.0	14.75918	278.30492	0.05307
3	1.5	13.30486	285.89492	0.04654
4	2.0	8.10837	293.48492	0.02763
5	2.5	0.75377	301.07492	0.00250

如图1-3-35所示。

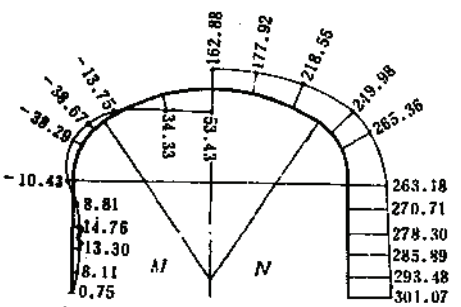


图 1-3-35 内力图

3.4.2.6 曲墙结构

1. 基本结构

曲墙结构系由拱圈、曲边墙组成，有时加仰拱，基本结构如图1-3-36所示。

曲壁结构通常采用朱-布二氏法进行计算较为方便，其计算原理是将拱圈和曲墙作为整体考虑，视为一个尖形拱圈，而仰拱对内力的影响不考虑。

2. 弹性抗力图形一般假定

（1）抗力区的上零点为拱圈两侧约45°附近的a点，下零点在墙脚c点，最大抗力发生在h点，其位置大约在抗力区的$\frac{2}{3}$高度处，即$\widehat{hc} \approx \widehat{ac}$，或者在最大跨度附近。

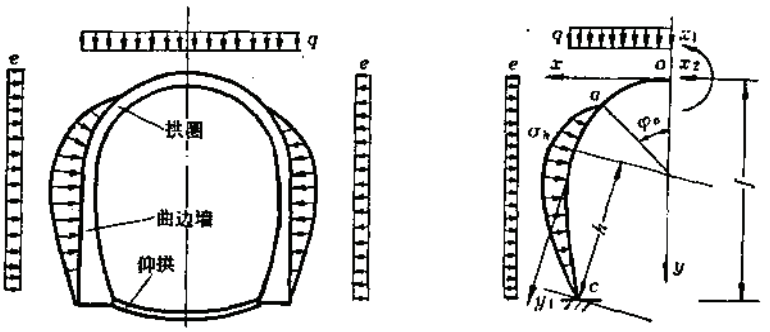


图 1-3-36 曲墙结构

（2）拱部抗力图形按二次抛物线分布，即

$$\sigma=\sigma_h\ \frac{\cos^2\varphi_a-\cos^2\varphi}{\cos^2\varphi_a-\cos\varphi_h} \tag{1-3-66}$$

（3）曲墙部抗力图形，因边墙外缘一般为直线形，刚度较大，不易发生弯曲变形，故假定其弹性抗力强度与墙高成直线比例关系。

3．求边墙底部的转角

由于边墙底部弹性固定在围岩上，故墙底不能产生水平位移，而竖向位移在结构与荷载对称的情况下，对结构内力无有影响，所以只需考虑转角β_c，其值按下式计算：

$$\left.\begin{aligned}&\beta_c=\beta_1(x_1+fx_2+M_{cp})\\&\beta_1=\frac{12}{k_0d_c^3}\\&M_{cp}=\sigma_hM_{co}+M_{cT}\end{aligned}\right\} \tag{1-3-67}$$

式中 β_1——墙底单位角变位；

M_{cp}——荷载（包括弹性抗力）对墙底中心 c 点的力矩，kN·m；

d_c——墙底宽度，m；

M_{co}——当$\sigma_h=1$时，弹性抗力对墙底中心 c 点的力矩，kN·m；

M_{cT}——荷载对墙底中心 c 点的力矩，kN·m。

4．求冗力x_1、x_2和最大抗力值σ_h

（1）变位计算按下式：

$$\left.\begin{aligned}&\delta_{1o}=\int\frac{\overline{M}_o}{EI}\ ds\\&\delta_{2o}=\int\frac{\overline{M}_oy}{EI}\ ds\\&\delta_{h1}=\int\frac{y_1}{EI}\ ds\\&\delta_{h2}=\int\frac{yy_1}{EI}\ ds\end{aligned}\right\} \tag{1-3-68}$$

$$\left.\begin{aligned}\delta_{h\sigma}&=\int\frac{\overline{M}_\sigma y_1}{EI}ds\\ \delta_{hT}&=\int\frac{M_T y_1}{EI}ds\end{aligned}\right\}$$

式中 $\delta_{1\sigma}$、$\delta_{2\sigma}$——基本结构中，当$\sigma_h=1$时所引起的拱顶角变和水平位移；

δ_{h1}、δ_{h2}——基本结构中，当$x_1=1$、$x_2=1$时引起h点的径向位移；

y_1——任一截面中心至垂直于抗力最大截面的距离，m；

$\delta_{h\sigma}$——基本结构中，当$\sigma_h=1$时引起h点的径向位移；

δ_{hT}——基本结构中，在荷载作用下，引起h点的径向位移。

（2）根据拱顶截面相对变位为零的条件和h点的变位与弹性抗力的关系，可列出下列方程式：

$$\left.\begin{aligned}&x_1\delta_{11}+x_2\delta_{12}+\sigma_h\delta_{1\sigma}+\Delta_{1T}+\beta_c=0\\&x_1\delta_{21}+x_2\delta_{22}+\sigma_h\delta_{2\sigma}+\Delta_{2T}+f\beta_c=0\\&x_1\delta_{h1}+x_2\delta_{h2}+\sigma_h\delta_{h\sigma}+\Delta_{hT}+h\beta_c=\frac{\sigma_h}{K}\end{aligned}\right\}\tag{1-3-69}$$

将（1-3-67）代入（1-3-69）中得：

$$\left.\begin{aligned}&x_1a_{11}+x_2a_{12}+\sigma_h a_{13}+a_{10}=0\\&x_1a_{21}+x_2a_{22}+\sigma_h a_{23}+a_{20}=0\\&x_1a_{31}+x_2a_{32}+\sigma_h a_{33}+a_{30}=0\end{aligned}\right\}\tag{1-3-70}$$

$$a_{11}=\delta_{11}+\beta_1$$

$$a_{12}=a_{21}=\delta_{12}+f\beta_1$$

$$a_{13}=\delta_{1\sigma}+\beta_1M_{c\sigma}$$

$$a_{22}=\delta_{22}+f^2\beta_1$$

$$a_{23}=\delta_{2\sigma}+f\beta_1M_{c\sigma}$$

$$a_{31}=\delta_{h1}+h\beta_1$$

$$a_{32}=\delta_{h2}+fh\beta_1$$

$$a_{33}=\delta_{h\sigma}+h\beta_1M_{c\sigma}-\frac{1}{K}$$

$$a_{10}=\Delta_{1T}+\beta_1M_{cT}$$

$$a_{20}=\Delta_{2T}+f\beta_1M_{cT}$$

$$a_{30}=\Delta_{hT}+h\beta_1M_{cT}$$

解方程（1-3-70）可求出冗力x_1、x_2和σ_h，则结构任一截面的内力可由下式求出：

$$\left.\begin{aligned}M&=x_1+x_2y+\sigma_h\overline{M}_\sigma+M_T\\N&=x_2\cos\varphi+\sigma_h\overline{N}_\sigma+N_T\end{aligned}\right\}\tag{1-3-71}$$

（3）按下式进行校核计算：

$$\left.\begin{aligned}&\int\frac{M}{EI}ds+\beta_c=0\\&\int\frac{My}{EI}ds+f\beta_c=0\\&\int\frac{My_1}{EI}ds+h\beta_c-\frac{\sigma_h}{K}=0\end{aligned}\right\}\tag{1-3-72}$$

应当指出，上述计算中，弹性抗力图形是根据结构在竖向均布荷载和较小水平压力作用下的变形规律拟定的。如围岩水平压力很大时，边墙中下部会发生向巷道内的变形，此时不产生围岩抗力；在非均布竖向荷载作用下，结构的变形情况也与上述假定不完全相同。在这些情况下，上述抗力图形假定不再适用。这时的抗力图形应根据全部荷载作用下的变形情况进行决定。

3.4.3　仰拱结构●

3.4.3.1　基本结构

如仰拱在边墙之前建筑时，则应考虑仰拱对结构内力的影响。当仰拱在边墙之后建筑时，则一般不需考虑。

在考虑仰拱与边墙共同作用时，除了墙底力矩使墙基产生转角外，墙底竖向力也能使墙基产生转角。

在仰拱对称、荷载对称、墙基无水平位移的情况下，视仰拱为弹性地基上的直梁进行计算。基本结构如图1-3-37所示。

3.4.3.2　墙基单位变位计算

墙基单位变位计算如下：

$$\left.\begin{aligned}&\beta_1=\frac{6}{K_0d_c^2}(2M_{om}+d_cV_{om})+\frac{12}{K_0d_c^2}\\&\beta_3=\frac{6}{K_0d_c^2}(2M_{ov}+d_cV_{ov})\end{aligned}\right\}\tag{1-3-73}$$

$$\left.\begin{aligned}&M_{om}\left(\frac{12}{d_c^2}+4\alpha^3\right)+V_{om}\left(\frac{6}{d_c^2}-2\alpha^2\right)+\frac{12}{d_c^2}=0\\&M_{om}\left(\frac{6}{d_c^2}-2\alpha^2\right)+V_{cm}\left(\frac{4}{d_c}-2\alpha\right)+\frac{6}{d_c^2}=0\end{aligned}\right\}\tag{1-3-74}$$

$$\left.\begin{aligned}&M_{ov}\left(\frac{12}{d_c^2}+4\alpha^3\right)+V_{ov}\left(\frac{6}{d_c^2}-2\alpha^2\right)=0\\&M_{ov}\left(\frac{6}{d_c^2}-2\alpha^2\right)+V_{ov}\left(\frac{4}{d_c}+2\alpha\right)-\frac{1}{d_c}=0\end{aligned}\right\}\tag{1-3-75}$$

式中　M_{om}、V_{om}——墙底中心作用有单位力矩$M_c=1$时，在梁端截开处产生的力矩、垂直力，如图1-3-38所示，kN·m，kN；

M_{ov}、V_{ov}——墙底中心作用有单位垂直力$V_c=1$时，在梁端截开处产生的力矩、垂

● 此计算摘自《铁路工程设计技术手册》隧道，1978年。

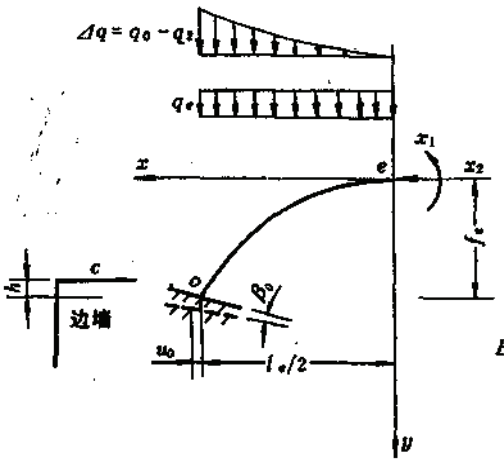


图 1-3-37 基本结构图

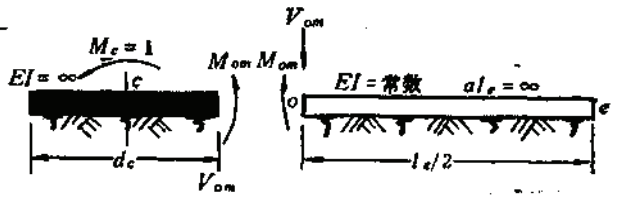


图 1-3-38 梁端内力图

直力，如图1-3-39所示，kN·m，kN；

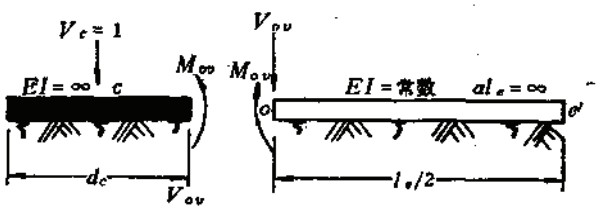


图 1-3-39 梁端内力图

d_c——墙底宽度，m。

3.4.3.3 拱顶冗力x_1、x_2计算

拱顶冗力的计算方法与无仰拱支护结构相同：

$$\left.\begin{aligned} x_1\delta_{11} + x_2\delta_{12} + \Delta_{1p} + \beta_c = 0 \\ x_1\delta_{21} + x_2\delta_{22} + \Delta_{2p} + H\beta_c = 0 \end{aligned}\right\} \qquad (1\text{-}3\text{-}76)$$

$$\beta_c = \beta_1(x_1 + x_2H + M_{cp}) + \beta_3V_{cp}$$

式中 H——拱顶至墙底中心的垂距，m；

M_{cp}——作用在结构上的荷载和弹性抗力对墙底中心 c 点产生的力矩，kN·m。

3.4.3.4 地基反力计算

作用在结构上的全部荷载和围岩弹性抗力，在梁端（仰拱拱脚）产生的力矩和垂直力，如图1-3-40所示，可按下式计算：

$$\left.\begin{aligned} M_o = M_oM_{om} + V_{cp}M_{ov} \\ V_o = M_cV_{om} + V_{cp}V_{ov} \end{aligned}\right\} \qquad (1\text{-}3\text{-}77)$$

$$M_c = x_1 + x_2H + M_{cp}$$

梁上反力，如图1-3-41所示。

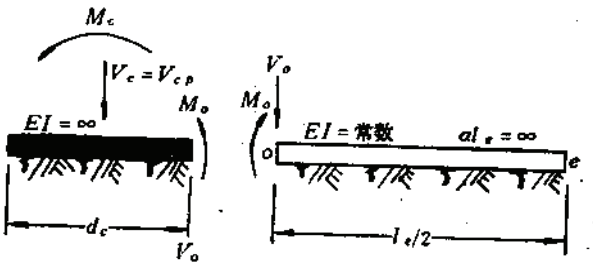


图 1-3-40　梁端内力图

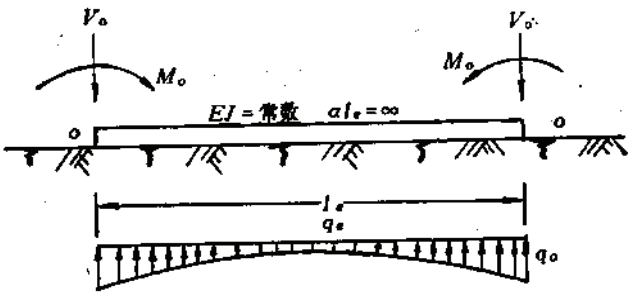


图 1-3-41　地基反力图

梁端处　$q_o=2\alpha(V_o-\alpha M_o)$

梁中央处　$q_e=4\alpha(V_o\phi_6-\alpha M_o\phi_5)$

式中　ϕ_5、ϕ_6——为αx之函数，可由表1-3-56查得，

$$x=\frac{1}{2}l_e。$$

梁任一截面处q假定按下式规则变化：

$$q=\frac{q_o(1-\cos\varphi)+q_e(\cos\varphi-\cos\varphi_o)●}{1-\cos\varphi_o} \tag{1-3-78}$$

式中　φ、φ_o——分别为仰拱任一截面、拱脚截面与竖直轴的夹角，rad。

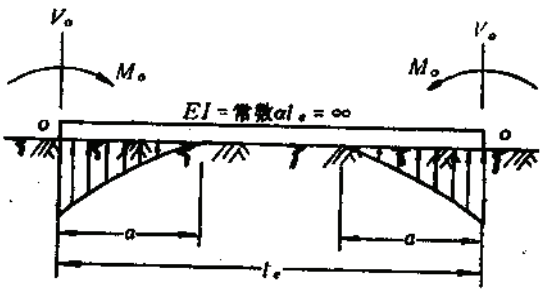


图 1-3-42　地基反力图

● 此式由编者导出，原文为$q=\Delta qm(1-\cos\varphi)$，$m=\frac{1}{1-\cos\varphi_o}$。

若$\frac{1}{\alpha}\text{arctg}\left(1-\frac{V_o}{\alpha M_o}\right)<\frac{1}{2}l_s$，则反力分布长度为$a=\frac{1}{\alpha}\text{arctg}\left(1-\frac{V_o}{\alpha M_o}\right)$，此时中央一段梁上之反力为负值，故不予考虑，如图1-3-42所示。

3.4.3.5 仰拱内力计算

仰拱内力可按弹性固定无铰拱计算，基本结构如图1-3-37所示。仰拱拱顶冗力x_1、x_2可按下列方程求得：

$$\left.\begin{aligned}x_1\delta_{11}+x_2\delta_{12}+\Delta_{1p}+\beta_o=0\\x_1\delta_{21}+x_2\delta_{22}+\Delta_{2p}+f\beta_o+u_o=0\end{aligned}\right\}\tag{1-3-79}$$

$$\beta_o=-\beta_c$$

$$u_o=\beta_c h$$

仰拱任一截面内力：

$$\left.\begin{aligned}M&=x_1+x_2y+M_p\\N&=x_2\cos\varphi+N_p\end{aligned}\right\}\tag{1-3-80}$$

3.4.4 直墙预制圆拱结构●

3.4.4.1 结构变位

1. 计算简图

计算简图1-3-43，将边墙视为刚性墙，墙顶和拱脚视为铰接，并考虑侧向岩层的弹性抗力的影响。计算时按荷载对称、结构对称、截面等厚的情况下进行。

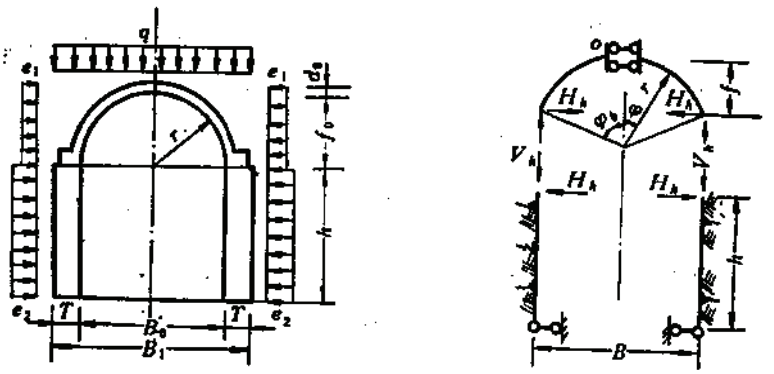


图 1-3-43 计算简图

2. 拱脚单位变位

（1）对圆弧拱按下式计算：

$$\delta_{22}=\frac{1}{2EI}r^3(\varphi_b-3\sin\varphi_b\cos\varphi_b+2\varphi_b\cos^2\varphi_b)\tag{1-3-81}$$

式中 δ_{22}——单位变位，在拱脚水平力$H_h=1$时，拱脚产生的水平位移。

（2）对半圆拱按下式计算：

●此计算方法摘自《人民防空工程设计》Ⅱ土建设计手册，中国人民解放军工程兵学校训练部，1975年5月。

$$\delta_{22}=\frac{\pi}{4EI}r^3$$

3．拱脚载变位

（1）对圆弧拱：

$$\left.\begin{aligned}\Delta_{2q}&=\frac{1}{4EI}\left(\sin\varphi_b+\varphi_b\cos\varphi_b-2\varphi_b\cos^3\varphi_b-\frac{7}{3}\sin^3\varphi_b\right)qr^4\\ \Delta_{2e}&=\frac{1}{4EI}\left(5\sin\varphi_b-3\varphi_b\cos\varphi_b-2\varphi_b\cos^3\varphi_b-\frac{11}{3}\sin^3\varphi_b\right)e_1r^4\end{aligned}\right\}\quad(1\text{-}3\text{-}82)$$

式中　Δ_{2q}、Δ_{2e}——分别为拱圈在垂直荷载和侧向荷载作用下，拱脚产生的水平位移。

（2）对半圆拱：

$$\Delta_{2q}=-\frac{1}{3EI}qr^4$$

$$\Delta_{2e}=\frac{1}{3EI}e_1r^4$$

4．边墙墙顶变位

（1）单位变位：

$$\left.\begin{aligned}\beta_2&=\frac{3}{Kh^2}\\ u_2&=\frac{3}{Kh}\end{aligned}\right\}\quad(1\text{-}3\text{-}83)$$

式中　β_2、u_2——分别为在墙顶水平力$H_h=1$时，墙顶产生的角变位与水平位移；

K——侧向地层弹性压缩系数，kN/m³；

h——边墙计算高度，m。

（2）载变位：

$$\left.\begin{aligned}\beta_e&=-\frac{3e_2}{2Kh}\\ u_e&=-\frac{3e_2}{2K}\end{aligned}\right\}\quad(1\text{-}3\text{-}84)$$

式中　β_e、u_e——分别为边墙在侧压力作用下，墙顶产生的角变位与水平位移。

3.4.4.2　**结构内力**

1．拱圈内力

（1）拱脚处的垂直力V_h和水平力H_h：

$$\left.\begin{aligned}V_h&=\frac{1}{2}qB=qr\sin\varphi_b\\ H_h&=-\frac{\Delta_{2p}+u_e}{\delta_{22}+u_2}\\ \Delta_{2p}&=\Delta_{2q}+\Delta_{2e}\end{aligned}\right\}\quad(1\text{-}3\text{-}85)$$

（2）拱圈任一截面的内力：

对圆弧拱

$$\left.\begin{aligned}M&=\frac{1}{2}qr^2(\sin\varphi_b-\sin^2\varphi)-r(\cos\varphi-\cos\varphi_b)\left[H_h+\frac{e_1}{2}r(\cos\varphi-\cos\varphi_b)\right]\\N&=qr\sin^2\varphi+\cos\varphi[H_h+e_1r(\cos\varphi-\cos\varphi_b)]\end{aligned}\right\}\quad(1\text{-}3\text{-}86)$$

（3）拱顶内力：

对圆弧拱

$$M_o=\frac{1}{2}qr^2\sin^2\varphi_b-r(1-\cos\varphi_b)\left[H_h+\frac{1}{2}e_1r(1-\cos\varphi_b)\right]$$

$$N_o=H_h+e_1r(1-\cos\varphi_b)$$

对半圆拱

$$M_o=\frac{1}{2}qr^2-H_hr-\frac{1}{2}e_1r^2$$

$$N_o=H_h+e_1r$$

（4）最大负弯矩截面所在位置：

$$\varphi=\arccos\frac{H_h}{(q-e_1)r}$$

2. 边墙内力

边墙内力为：

$$\left.\begin{aligned}M&=-Y_o\frac{1}{2}Kx^2+\theta_o\frac{1}{6}Kx^3+H_hx-\frac{1}{2}e_2x^2\\Q&=-Y_oKx+\theta_o\frac{1}{2}Kx^2+H_h-e_2x\\V&=V_h\\Y_o&=u_2H_h+u_s\\\theta_o&=\beta_2H_h+\beta_s\end{aligned}\right\}\quad(1\text{-}3\text{-}87)$$

式中 Y_o、θ_o——墙顶的总水平位移和总角变位；

x——计算截面至墙顶的距离，m。

边墙最大弯矩所在截面 x，由下列二次方程式确定

$$\frac{1}{2}\theta_oKx^2-(Y_oK+e_2)x+H_h=0\quad(1\text{-}3\text{-}88)$$

3.5 平巷整体式支护结构计算程序

整体式支护结构分析表现为一非线性力学问题，对这个复杂的问题用人工方法去计算是无法办到的。在电子计算机被用于地下结构的计算之前，人们为了简化计算，把岩、土对结构的弹性抗力视为按一定规律分布的曲线，然后将其按外荷载来看待，使结构分析变为线性化，这样虽然使计算得以简化，但也偏离了结构的实际工作状态。

近年来，由于电子计算机的广泛应用，人们又建立了描述整体式支护结构的非线性常微分方程组，不必再对弹性抗力进行任何假定，用数值法求解，可在电子计算机上进行批

量迅速计算。这样，不但使复杂的结构分析问题得以解决，而且大大地提高了工作效率。现仅将冶金系统几个设计研究院的有关这方面的业务建设成果，整理如下。

3.5.1 数学模型

3.5.1.1 常微分方程组的建立

1. 符号规定

如图1-3-44所示，凡与图中箭头方向一致者为正，反之为负。须注意，这里的轴向力与切向位移相一致，因而拉应力为正，压应力为负。

符号　N——轴向力，kN；

Q——剪力，kN；

M——弯矩，kN·m；

u——切向位移，m；

v——法向位移，m；

ϕ——转角；

q_x、q_y——沿轴分布的水平和垂直设计荷载，kN/m；

q_τ——沿轴分布的切向荷载，kN/m；

q_n——沿轴分布的法向荷载，kN/m；

q_M——沿轴分布的弯矩，kN·m；

E——拉伸弹性模量，kPa；

G——剪切弹性模量，kPa；

F——截面积，m^2；

I——截面惯性矩，m^4；

r——拱轴曲率半径，m；

k——拱轴曲率；

S——拱轴弧长变量，m；

φ——拱轴角度变量，rad；

d——支护厚度，m。

$$Y=\begin{pmatrix}N\\Q\\M\end{pmatrix},\quad Z=\begin{pmatrix}u\\V\\\psi\end{pmatrix},\quad X=\begin{bmatrix}Y\\Z\end{bmatrix},\quad P_i=\begin{pmatrix}q_\tau\\q_n\\q_M\end{pmatrix}$$

式中　Y——内力矢量；

Z——位移矢量；

X——总的未知元矢量；

P_i——荷载矢量。

2. 方程组的建立

截取拱体的微段，如图1-3-45所示，考察它的平衡状态，位移之间的关系，略去高阶微量和剪力的影响，得微分方程组：

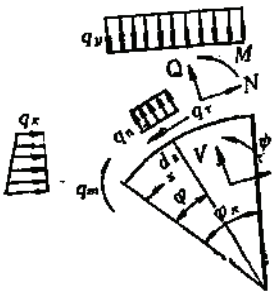


图 1-3-44 符号规定示意图

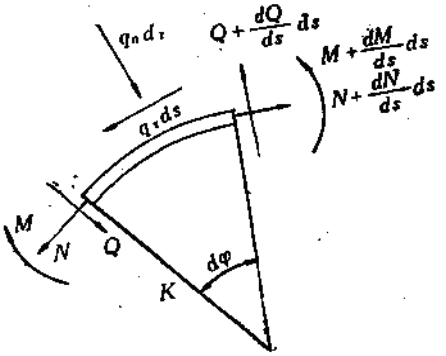


图 1-3-45 拱体微段图

$$\left.\begin{aligned}
\frac{dN}{ds}&=kQ+q_\tau\\
\frac{dQ}{ds}&=kN+hkv+q_n\\
\frac{dM}{ds}&=-Q+q_M\\
\frac{du}{ds}&=\frac{N}{EF}-kV\\
\frac{dV}{ds}&=ku+\psi\\
\frac{d\psi}{ds}&=\frac{M}{EI}
\end{aligned}\right\}\tag{1-3-89}$$

式中 h——阶梯函数；

K——地层弹性压缩系数。

$$h(V)=\begin{cases}1, & 当V\geqslant 0时\\ 0, & 当V<0时\end{cases}$$

$$\begin{pmatrix}\frac{dN}{ds}\\ \frac{dQ}{ds}\\ \frac{dM}{ds}\\ \frac{du}{ds}\\ \frac{dV}{ds}\\ \frac{d\psi}{ds}\end{pmatrix}=\begin{pmatrix}0 & -k & 0 & 0 & 0 & 0\\ k & 0 & 0 & 0 & hK & 0\\ 0 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0\\ \frac{1}{EF} & 0 & 0 & 0 & -k & 0\\ 0 & 0 & 0 & k & 0 & 1\\ 0 & 0 & \frac{1}{EI} & 0 & 0 & 0\end{pmatrix}\begin{pmatrix}N\\ Q\\ M\\ u\\ V\\ \psi\end{pmatrix}+\begin{pmatrix}q_\tau\\ q_n\\ q_M\\ 0\\ 0\\ 0\end{pmatrix}\tag{1-3-90}$$

由于量级相差相当大，于计算不便，因此将其均匀化为：

$$\begin{pmatrix} \frac{dN}{ds} \\ \frac{dQ}{ds} \\ \frac{dM}{ds} \\ \frac{duE}{ds} \\ \frac{dVE}{ds} \\ \frac{d\varphi E}{ds} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} 0 & -k & 0 & 0 & 0 & 0 \\ k & 0 & 0 & 0 & \frac{hK}{E} & 0 \\ 0 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ \frac{1}{F} & 0 & 0 & 0 & -k & 0 \\ 0 & 0 & 0 & k & 0 & 0 \\ 0 & 0 & \frac{1}{I} & 0 & 0 & 0 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} N \\ Q \\ M \\ uE \\ VE \\ \phi E \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} q_\tau \\ q_n \\ q_M \\ 0 \\ 0 \\ 0 \end{pmatrix} \tag{1-3-91}$$

对第n个单元则为

$$\frac{dX_n}{ds} = A_n X_n + P_n \tag{1-3-92}$$

$$X_n = \begin{pmatrix} N \\ Q \\ M \\ uE \\ VE \\ \psi E \end{pmatrix}, \quad A_n = \begin{pmatrix} 0 & -k & 0 & 0 & 0 & 0 \\ k & 0 & 0 & 0 & \frac{hK}{E} & 0 \\ 0 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ \frac{1}{F} & 0 & 0 & 0 & -k & 0 \\ 0 & 0 & 0 & k & 0 & 0 \\ 0 & 0 & -\frac{1}{I} & 0 & 0 & 0 \end{pmatrix}, \quad p_h = \begin{pmatrix} q_\tau \\ q_n \\ q_M \\ 0 \\ 0 \\ 0 \end{pmatrix}$$

3. 方程组的边界条件

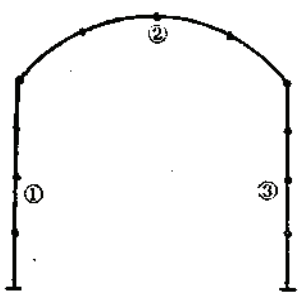


图 1-3-46　边界条件图

如图1-3-46所示，我们将整个结构，按着转角的变化和集中荷载作用的情况化分为若干个单元，第一个单元的起点为左边界，最后一个单元的终点为右边界，可得下列方程式：

$$\begin{cases} CX_{1,0} = 0 \\ DX_{ND,m} = 0 \end{cases} \tag{1-3-93}$$

式中　C——表示左端点边界阵；

D——表示右端点边界阵；

$X_{1,0}$——代表第一个单元第一个点的未知元向量（左端点）；

$X_{ND,m}$——代表最后一个单元最后一点的未知元向量（右端点）。

（1）当两端固定时，即$u=V=0$，$\psi=0$边界阵为：

$$C=D=\begin{pmatrix}0&0&0&1&0&0\\0&0&0&0&1&0\\0&0&0&0&0&1\end{pmatrix} \tag{1-3-94}$$

（2）当两端为铰接时，即$M=0$，$u=V=0$，边界阵为：

$$C=D=\begin{pmatrix}0&0&1&0&0&0\\0&0&0&1&0&0\\0&0&0&0&1&0\end{pmatrix} \tag{1-3-95}$$

（3）当结构为对称时，即$Q=0$，$u=0$，$\phi=0$，拱顶点边界阵为：

$$D=\begin{pmatrix}0&1&0&0&0&0\\0&0&0&1&0&0\\0&0&0&0&0&1\end{pmatrix} \tag{1-3-96}$$

（4）当为自由端时，即$M=0$，$N=0$，$Q=0$，边界阵为：

$$C=D=\begin{pmatrix}1&0&0&0&0&0\\0&1&0&0&0&0\\0&0&1&0&0&0\end{pmatrix} \tag{1-3-97}$$

（5）当为单向弹性支承时，即$N-K_1d_nu=0$，$V=0$，$M-K_1I_n\phi=0$，其边界阵为：

$$C=\begin{pmatrix}1&0&0&-\dfrac{K_1d_n}{E}&0&0\\0&0&1&0&0&\dfrac{K_1I_n}{E}\\0&0&0&0&1&0\end{pmatrix} \tag{1-3-98}$$

$$D=\begin{pmatrix}1&0&0&\dfrac{K_1d_n}{E}&0&0\\0&0&1&0&0&\dfrac{K_1I_n}{E}\\0&0&0&0&1&0\end{pmatrix} \tag{1-3-99}$$

（6）当为双向弹性支承时，则左端点：

$$\begin{cases}N\sin\varphi_n+Q\cos\varphi_n-K_1d_nu\sin^2\varphi_n-\dfrac{1}{2}K_1d_nV\sin2\varphi_n=0\\N\cos\varphi_n-Q\sin\varphi_n-K_1d_nu\cos^2\varphi_n+\dfrac{1}{2}K_1d_nV\sin2\varphi_n=0\\M-K_1I_n\varphi_n=0\end{cases}$$

左边界阵为：

$$C=\begin{pmatrix}\sin\varphi_n&\cos\varphi_n&0&-\dfrac{K_1}{E}d_n\sin^2\varphi_n&-\dfrac{1}{2}\cdot\dfrac{K_1}{E}d_n\sin2\varphi_n&0\\\cos\varphi_n&-\sin\varphi_n&0&-\dfrac{K_1}{E}d_n\cos^2\varphi_n&\dfrac{1}{2}\cdot\dfrac{K_1}{E}d_n\sin2\varphi_n&0\\0&0&1&0&0&-\dfrac{K_1}{E}I_n\end{pmatrix}$$

(1-3-100)

同理可得右边界阵：

$$D=\begin{pmatrix} \sin\varphi_n & -\cos\varphi_n & 0 & \frac{K_1}{E}d_n\sin^2\varphi_n & -\frac{1}{2}\cdot\frac{K_1}{E}d_n\sin2\varphi_n & 0 \\ \cos\varphi_n & \sin\varphi_n & 0 & \frac{K_1}{E}d_n\cos^2\varphi_n & \frac{1}{2}\cdot\frac{K_1}{E}d_n\sin2\varphi_n & 0 \\ 0 & 0 & 1 & 0 & 0 & \frac{K_1}{E}I_n \end{pmatrix}$$

(1-3-101)

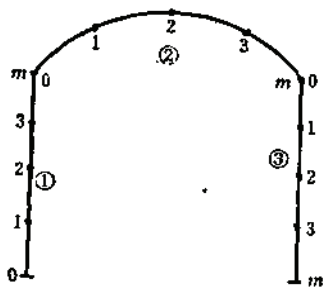


图 1-3-47

4．连接条件

一个结构是几个单元固接在一起组成的一个整体式结构，如图1-3-47所示，前一个单元的终点即是后一个单元的起点，其转角和弯矩对该点来说始终是相同的，但轴向力、剪力及位移在两个单元的方向和量值是不相同的，其换算关系用连接条件过渡，但第一个单元的起点和最后一个单元的终点已有边界条件控制，不属连接条件的内容。

经过整理得连接条件公式：

$$X_{n,o}=G_n^*X_{n-1,m}+H_n^* \quad (n=2,\ 3,\ 4\cdots\cdots ND) \qquad (1\text{-}3\text{-}102)$$

$$G_n^*=\begin{pmatrix} \cos\alpha & -\sin\alpha & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 1 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & \cos\alpha & -\sin\alpha & 0 \\ 0 & 0 & 0 & \sin\alpha & \cos\alpha & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 1 \end{pmatrix},\quad X_{n,o}=\begin{pmatrix} N \\ Q \\ M \\ uE \\ VE \\ \psi E \end{pmatrix},$$

$$H_n^*=\begin{pmatrix} -P_x\cos\varphi_o+P_y\sin\varphi_o \\ -P_x\sin\varphi_o-P_y\cos\varphi_o \\ P_M \\ 0 \\ 0 \\ 0 \end{pmatrix},\quad X_{n-1,m}=\begin{pmatrix} N' \\ Q' \\ M' \\ u'E \\ V'E \\ \phi'E \end{pmatrix}$$

式中　φ_o——第 n 单元起点的法线倾角；

α——第 n 单元起点的转角；

$X_{n,o}$——第 n 单元起点的向量列阵；

$X_{n1,m}$——第 $n-1$ 单元终点的向量列阵。

最后得方程组系：

$$\begin{cases} \dfrac{dX_n}{ds} = A_n X_n + P_n \quad (n=1,\ 2,\ 3\cdots\cdots nD) \\ CX_{1,0}=0,\ DX_{nD,m}=0 \\ X_{n,0} = G_n^* X_{n-1,m} + H_n^* \quad (n=2,\ 3,\ 4\cdots\cdots nD) \end{cases} \tag{1-3-103}$$

3.5.1.2 计算方法

1. 方法概要

（1）适当给定抗力分布参数 h 值（令 $h\equiv1$ 或 $h\equiv0$），代入微分方程组，从而使其线性化。

（2）用龙格-库塔法将线性微分方程组离散化，从而得到线性差分方程组（线性代数方程组）。

（3）解差分方程组，求 $X_{1,0}$（左端点的值），求出之后将边值问题变成初值问题。

（4）第二次用龙格-库塔法解初值问题，求出每一点的 X 值，因为有第一个点就能求出第二个点，以此类推。

（5）因为开始 h 值是假定的，所以求得的 X 值不一定正确。利用求得的 $X[5]/E$ 值，可以算出相应的 h 值，如果和原来的假定一致那就是结果了。

（6）如果新求得的 h_{1i} 值与原来所设的初值 h_{0i} 不完全相同的话，那么就用 h_{1i} 代替 h_{0i} 重新计算，求 X 值，如此往复迭代，直到完全相同为止。

2. 计算步骤

1）龙格-库塔法

设 $\dfrac{dX}{dS} = f(S,X)$ (1-3-104)

其中

$$X = \begin{pmatrix} x_1(S) \\ x_2(S) \\ \vdots \\ x_r(S) \end{pmatrix}, \qquad \frac{dX}{ds} = \begin{pmatrix} dx_1(S)/dS \\ dx_2(S)/dS \\ \vdots \\ dx_r(S)/dS \end{pmatrix}$$

$$f(s,X) = \begin{pmatrix} f_1(S,X) \\ f_2(S,X) \\ \vdots \\ f_r(S,X) \end{pmatrix} \qquad \begin{pmatrix} \dfrac{dx_1}{ds} \\ \dfrac{dx_2}{ds} \\ \vdots \\ \dfrac{dx_r}{ds} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} f_1(S,X) \\ f_2(S,X) \\ \vdots \\ f_r(S,X) \end{pmatrix}$$

如图1-3-48所示，龙格-库塔法给出了由 X_i 求 X_{i+1} 的一种近似公式：

$$X_{i+1} = X^i + \sum_{j=1}^{4} \beta_j K_{ij} \quad (i=0,1,2,\cdots\cdots m-1) \tag{1-3-105}$$

其中

$$\beta_1 = \beta_4 = \frac{1}{6},\ \beta_2 = \beta_3 = \frac{1}{3}$$

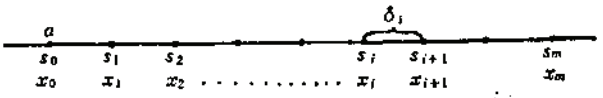


图 1-3-48　龙格-库塔法示意图

矢量K_{ij}可用递推公式算出：

设$K_{i0}=0$

$$K_{ij}=\delta_i f(S_i+\alpha_j\delta_i,\ X_i+\alpha_j\cdot K_{i,j-1}) \quad (j=1,2,3,4) \tag{1-3-106}$$

其中　$\alpha_1=0,\ \alpha_2=\alpha_3=\frac{1}{2},\ \alpha_4=1$

将β_i代入（1-3-105）得：

$$X_{i+1}=X_i+\frac{1}{6}(K_{i1}+2K_{i2}+2K_{i3}+K_{i4})$$

将α_j代入（1-3-106）得：

$$\begin{cases} K_{i1}=\delta_i f(s_i,\ X_i) \\ K_{i2}=\delta_i f\left(s_i+\frac{1}{2}\delta_i,\ X_i+\frac{1}{2}K_{i1}\right) \\ K_{i3}=\delta_i f\left(s_i+\frac{1}{2}\delta_i,\ X_i+\frac{1}{2}K_{i2}\right) \\ K_{i4}=\delta_i f\left(s_i+\frac{1}{2}\delta_i,\ X_i+K_{i3}\right) \end{cases} \tag{1-3-107}$$

2）用龙格-库塔法将线性微分方程组（1-3-92）离散化

由于我们第一步假定了h值，所以函数$f(s,\ X)=A(s)\cdot X+P(s)$是线性函数，在式（1-3-105）中每个$K_{ij}$都可写成$X_{ij}$的线性函数，

$K_{i,o}=G_{i,o}X_i+\delta_i H_{i,o}$（其中$G_{i,o}=0,\ H_{i,o}=0$）

设已推出$K_{i,j-1}=G_{i,j-1}X_i+\delta_i H_{i,j-1}$，那么由公式（1-3-106）变成我们的具体问题（$AX+P$）：

$$\begin{aligned} K_{i,j}&=\delta[A(s_i+\alpha_j\delta)\cdot(X_i+\alpha_j K_{i,j-1})+P(s_i+\alpha_j\delta)] \\ &=G_{i,j}X_i+\delta H_{i,j} \end{aligned} \tag{1-3-108}$$

$\delta_i=\delta$（我们取等步长），上式中：

$$G_{i,j}=\delta A_{i,j}(I+\alpha_j G_{i,j-1})$$
$$H_{i,j}=\delta\alpha_j A_{i,j}H_{i,j-1}+P_{i,j}$$
$$A_{i,j}=A(s_i+\alpha_j\delta)$$
$$P_{i,j}=P(s_i+\alpha_j\delta)$$

$$\begin{aligned} X_{i+1}&=X_i+\sum_{j=1}^{4}\beta_j K_{i,j} \quad (i=0,\ 1,\ 2,\ \cdots\cdots m-1) \\ &=G_i X_i+\delta H_i \end{aligned} \tag{1-3-109}$$

其中 $G_i = I + \sum_{j=1}^{4} \beta_i G_{i,j}$

$$H_i = \sum_{j=1}^{4} \beta_i H_{i,j}$$

式中 I——单位矩阵。

这样式（1-3-109）和边界条件式（1-3-93）以及连接条件（1-3-102）式就构成了线性联立方程组

$$\begin{cases} X_{n,i+1} = G_{n,i} X_{n,i} + \delta_n H_{n,i} \quad \left(\begin{smallmatrix} n=1; & 1 \sim ND \\ i=0, & 1, 2 \sim m-1 \end{smallmatrix}\right) \\ CX_{1,0} = 0, \ DX_{ND,m} = 0 \\ X_{n,0} = G_n^* X_{n-1,m} + H_n^* \quad (n = 2, 3 \cdots\cdots ND) \end{cases} \tag{1-3-110}$$

3）差分方程的解法

（1）用代入消元法依次求出每个$X_{n,i}$与$X_{1,0}$之间的线性关系，即

$X_{n,i} = E_{n,i} X_{1,0} + F_{n,i}$（其中$E$是矩阵，$F$是向量）

$X_{1,0}$与$X_{1,0}$的关系可写成

$$X_{1,0} = IX_{1,0} + 0 \quad (E_{1,0} = I, \ F_{1,0} = 0) \tag{1-3-111}$$

在任一单元n上由某一个点的E、F推出与之相邻的下一个分点的E、F值的公式。

设已知 $X_{n,i} = E_{n,i} X_{1,0} + F_{n,i}$，将其代入式（1-3-109）得

$$\begin{aligned} X_{n,i+1} &= G_{n,i} X_{n,i} + \delta H_{n,i} = (G_{n,i} \cdot E_{n,i}) X_{1,0} + (G_{n,i} F_{n,i} + \delta H_{n,i}) \\ &= E_{n,i+1} X_{1,0} + F_{n,i+1} \end{aligned}$$

其中

$$\begin{cases} E_{n,i+1} = G_{n,i} E_{n,i} \\ F_{n,i+1} = G_{n,i} F_{n,i} + \delta H_{n,j} \end{cases} \tag{1-3-112}$$

$$(n = 1, 2, 3 \cdots\cdots ND; \ i = 0, 1, 2 \cdots\cdots m-1)$$

由上个单元的终点的$E_{n-1,m}$、$F_{n-1,m}$求与之相邻的下个单元起点的$E_{n,0}$、$F_{n,0}$值

设已知$X_{n-1,m} = E_{n-1,m} X_{1,0} + F_{n-1,m}$，将其代入式（1-3-102）得：

$$\begin{aligned} X_{n,0} &= G_n^* X_{n-1,m} + H_n^* = (G_n^* E_{n-1,m}) X_{1,0} + (G_n^* E_{n-1,m} + H_n^*) \\ &= E_{n,0} X_{1,0} + F_{n,0} \end{aligned}$$

其中

$$\begin{cases} E_{n,0} = G_n^* E_{n-1,m} \\ F_{n,0} = G_n^* F_{n-1,m} + H_n^* \end{cases} \tag{1-3-113}$$

$$(n = 2, 3, 4 \cdots\cdots ND)$$

（2）求起点和终点的未知数：

设已求得右端点的$E_{ND,m}$、$F_{ND,m}$值，即有

$$\begin{cases} X_{ND,m} = E_{ND,m} X_{1,0} + F_{ND,m} \\ CX_{1,0} = 0 \\ DX_{ND,m} = 0 \end{cases}$$

将上式中第一式代入第三式并与第二式联立，得

$$\begin{cases} CX_{1,0} = 0 \\ DE_{ND,m} X_{1,0} + DF_{ND,m} = 0 \end{cases}$$

写成矩阵形式

$$\begin{bmatrix} C \\ DE_{ND,m} \end{bmatrix} X_{1,0} = \begin{bmatrix} 0 \\ -DF_{ND,m} \end{bmatrix} \tag{1-3-114}$$

4）用龙格-库塔法解初值问题

（1）一个E就是36个数，必须算一个丢一个，当求出$X_{1,0}$后是直接用龙格-库塔法和连接条件，逐步算出各点的X值而不再算E、F值。

（2）在解初值问题时，从$X_{n,i}$求$X_{n,i+1}$的时候，先采用定步长δ求出$X_{n,i+1}$的近似值，再以$\frac{1}{2}\delta$为步长，从$X_{n,i}$出发连算两步，再次获得一近似值$\bar{X}_{n,i+1}$，以$\gamma=max|\bar{X}_{n,i+1}[j]-\bar{X}_{n,i+1}[j]|$做为该点的误差估计（$j=1$，2，3，……6），共有六个误差，取其最大者。

若$\gamma\leqslant EP\gamma$（设计时所要求的精度），可记下误差值再往下算，如果$\gamma>EPS$，则认为不符合精度要求，此时就要将该单元的等分数扩大若干倍，再从头开始计算本题。

3.5.2　程序的使用范围和使用说明

3.5.2.1　程序的使用范围

本程序主要针对地下整体式结构所编写，可用于拱形、圆弧拱直墙、三心拱直墙、马蹄形曲墙结构、单梁、悬臂梁、单层单跨框架等对称和非对称的各种凸形结构物。

当令弹性抗力系数$K=0$时，则可用于地面上同类型的结构物计算，比如单梁、框架、拱桥等。

根据基础的设计和埋设条件，分为单向弹性支承、双向弹性支承、铰接、固接、悬空、对称六种类型，使计算更能符合实际情况。

厚度方面，可以用来计算等厚、拱变厚、拱和墙均变厚的结构。

荷载范围，凡是在均布荷载和分布荷载作用下（包括顶压和侧压），集中荷载作用下，对称和非对称的均可计算。

3.5.2.2　使用说明

（1）如图1-3-49、1-3-50、1-3-51所示，将结构分成三大类型，按两张表格填写输入数据。第一类为圆弧拱直墙结构，第二类为三心拱直墙结构，第三类是除了第一、第二类结构以外的上述各种类型的结构。

（2）为了使用方便，将第一、第二类结构的输入数据归并于表1-3-70；将第三类结构的输入数据归并于表1-3-71。

I栏是信息，在符号格内填写“+”或“-”，“+”号表示$h=1$，“-”号表示$h=0$，填写那个都可。

其余符号：

NP——表示第一、第二类结构中节点处的集中荷载数目，1～4个。如果集中荷载作用点不在节点处，则应按第三类结构去填写；

ND——第三类结构的单元个数，如果集中荷载作用在某个单元中部时，则以作用点为界，将该单元分作两个单元，结点处的集中荷载算作后一单元的起点荷载；

CEN——结构类型，1～3个。1—代表第一类型结构；2—代表第二类型结构；3—代

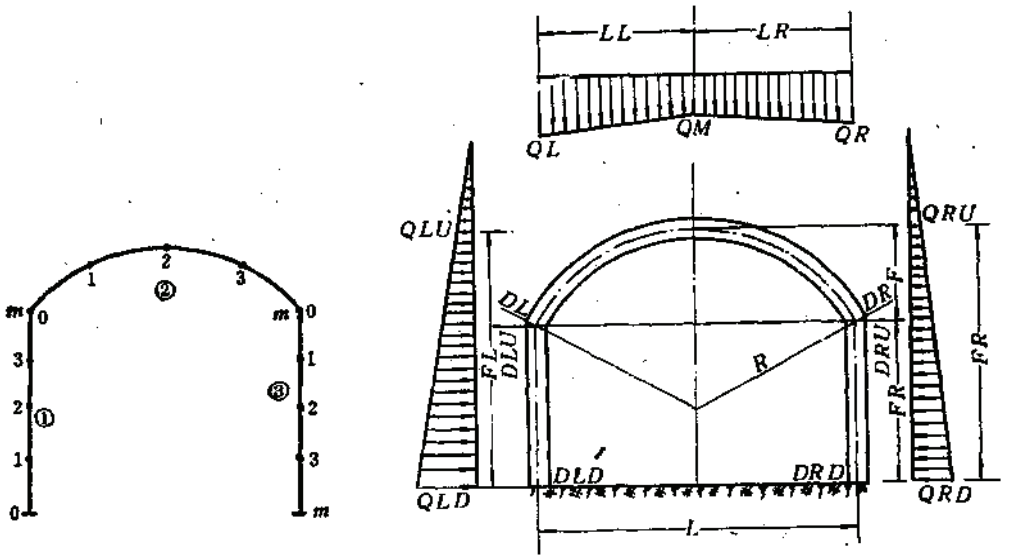


图 1-3-49 圆弧拱直墙荷载分布图

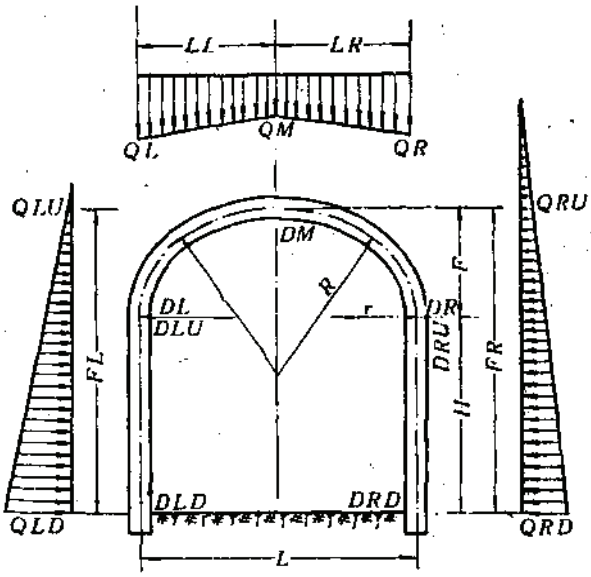


图 1-3-50 三心拱直墙结构荷载分布图

表第三类型结构；

BIL——左边界条件，1～5个，1—单向弹性支承；2—双向弹性支承；3—铰接；4—固定端；5—悬空；

BIR——右边界条件，1～6个，前5个与左边界条件完全相同，6—对称（指结构和荷载均为对称的）；

HOU——厚度参数，1～3个，1—等厚；2—拱变厚；3—拱墙均变厚。

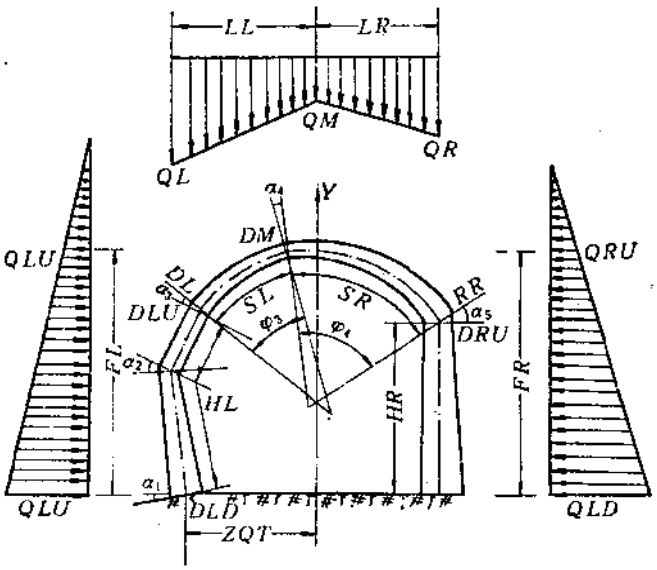


图 1-3-51　其他类型结构荷载分布图

Ⅱ栏在表1-3-70中为墙、拱等分数，分单边直墙等分数和拱或半拱等分数两项，当对称时可只计算半拱；在表1-3-71中则为单元等分数，根据结构构件的组成情况和集中力作用点将结构分成若干个单元，再按精度的要求又将每个单元分成若干个等分，单元与单元之间的等分长度应尽量相等。

第一、第二类结构输入数据填写表　　表 1-3-70

Ⅰ'	信　　息		符　号	O		NP		CEN		BIL		BIR		HOU	
			+或−												
Ⅱ	拱、墙等分段		单边直墙等分数						拱或半拱等分数						
Ⅲ	集中荷载	I													
		P_x													
		P_y													
		P_M													
Ⅳ	总体参数表		QLD	QLU		QL		QM		QR		QRU		QRD	
			DLD	DLU		DL		DM		DR		DRU		DRD	
			E_0	K	K_1	EPS	W	H	F	L	O	O	R_A	R_L	G_0	Bz

Ⅲ栏在表1-3-70中为集中荷载栏，如果没有集中荷载该栏可空着不填，如果只有一项集中荷载则在其余各集中荷载栏内填o。栏中符号为：

第三类结构输入数据填写表 表 1-3-71

I	信息	符号	O	ND	CEN	BIL	BIR	HOU
		+或−						
II	单元等分数							
III	单元参数表	R						
		φ						
		α						
		P_x						
		P_y						
		P_M						
IV	总体参数表	QLD	QLU	QL	QM	QR	QRU	QRD
		DLD	DLU	DL	DM	DR	DRU	DRD

E_0	K	K_1	EPS	W	H	F	L	O	O	R_A	R_L	G_0	BZ

I——单元号码，就是集中力的作用点所在单元号，一般集中力的作用点即为该单元的起点；

P_x——水平集中力，向右为正，kN；

P_y——垂直集中力，向上者为正，kN；

P_M——弯矩，顺时针者为正，kN·m。

Ⅲ栏在表1-3-71中为单元参数表，P_x、P_y、P_M的意义同表1-3-70，该栏每个单元为一列，6个数，如果其中某项没有数据须填零，不能空。其余符号意义为：

R——单元半径（当是圆弧时）或直线长；

φ——单元的圆心角，rad；

α——单元转角（rad），以顺时针为正。

Ⅳ栏为总体参数表，QLD、QLU、QL、QM、QR、QRU、QRD为分布荷载值；DLD、DLU、DL、DM、DR、DLU、DLD为厚度值，见图1-3-49、图1-3-50和图1-3-51，Ⅳ栏中如果某一项没有数就填零，不能空着，其余各符号为：

E_0——材料弹性模数，kPa；

K_1——基底抗力系数，kN/m³；

K——侧向抗力系数，kN/m³；

EPS——设计所要求的精度；

W——续算指数，1～4，1—不续算；2—改变表Ⅳ中数续算同类问题；3—改变Ⅲ、Ⅳ中数续算同类问题；4—续算不同类型的结构，即整个表中数全部改变了；

H——墙高，m；

F——拱高，m；

L——计算跨度，m；

R_A——弯曲抗压强度设计值，kPa；

R_L——抗拉设计强度，kPa；

G_0——剪切弹性模数，kPa；

BZ——材料重力密度，kN/m³；

FL——左部侧向荷载分布高度，m；

FR——右部侧向荷载分布高度，m；

LL——左部垂直荷载分布长度，m；

LR——右部垂直荷载分布长度，m；

XRQ——结构左部起点坐标，m。

3.5.3 例　题

（1）例题1：有一6m跨6m高的巷道，垂直地压为41.3kN/m，采用0.5m厚、C15的混凝土支护，$E_0=15\times10^6$kPa；$K=0.4\times10^6$kN/m³；$K_1=0.5\times10^6$kN/m³；$R_A=10500$kPa；$R_L=1300$kPa；$G_0=0.45\times10^6$kPa；$BZ=23$kN/m³；结构各尺寸见图1-3-52，因结构对称，我们只算一半。

将已知数据按表1-3-70的形式进行填写，见表1-3-72。

将表中数据抄写成输入数据形式：

0.02161；

5，5；

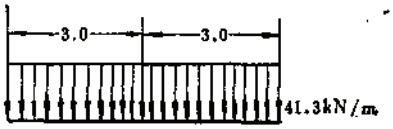
0，0，41.3，41.3，0，0，0；

0.5，0，0，0，0，0，0；

计　算　表　格　　表 1-3-72

Ⅰ	信　息	符　号		0		NP		CEN		BIL		BIR		HOU	
		+或−		0		0		2		1		6		1	
Ⅱ	拱墙等分数	单边直墙等分数							拱或半拱等分数						
		5							5						
Ⅲ	集中荷载	I													
		P_x													
		P_y													
		P_M													
Ⅳ	总体参数表	QLD		QLU		QL		QM		QR		QRU		QRD	
		0		0		41.3		41.3		0		0		0	
		DLD		DLU		DL		DM		DR		PRU		DRD	
		0.5		0		0		0		0		0		0	
		E_0	K	K_1	EPS	W	H	F	L	0	0	R_A	R_L	G_0	BZ
		$15_{10}6$	$0.4_{10}6$	$0.5_{10}6$	0.01	1	4	2	6	0	0	10500	1300	$0.45_{10}6$	23

$15_{10}6$; $0.4_{10}6$; $0.5_{10}6$; 0.01; 1; 4; 2;
6; 0; 0; 10500; 1300; $0.45_{10}6$; 23;
将计算结果整理出内力图，如图1-3-53所示。



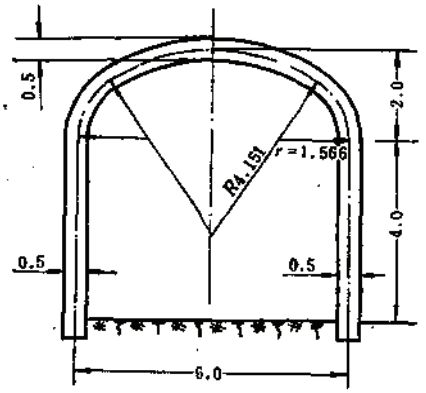


图 1-3-52 荷载分布图

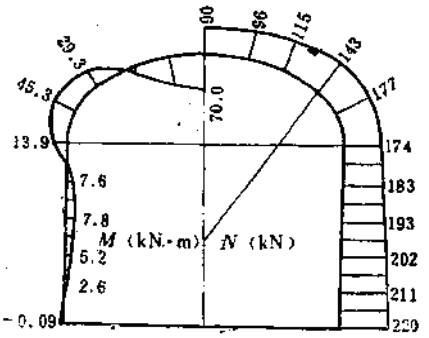


图 1-3-53 巷道内力图

（2）例题2：如图1-3-54所示，一个有多个集中荷载的地下硐室，其中$P_{x2}=10$kN，$P_{y2}=-120$kN，$P_{M2}=164$kN·m，$P_{y4}=-65.7$kN，在第六单元上$P_{y6}=-41.7$kN，$P_{M6}=-56$kN·m，采用C20混凝土支护，围岩抗力系数分别为$K=8\times10^6$，$K_1=10\times10^6$，求各截面内力。

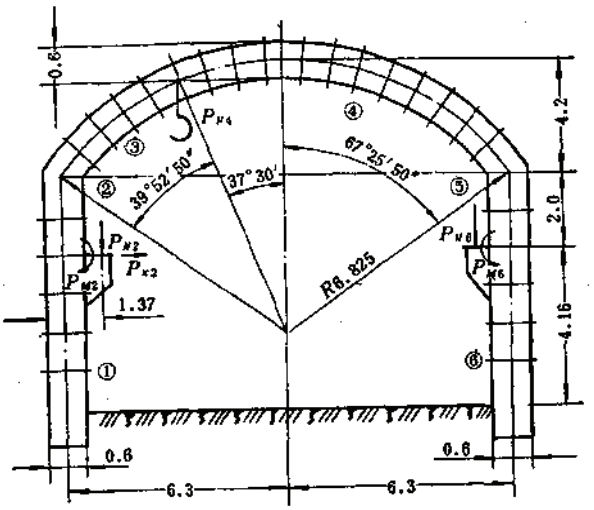


图 1-3-54 多个集中荷载的地下硐室

将已知数据按表1-3-71的要求填写，见表1-3-73。
从表中抄写出输入数据：
0.63441;

第三类结构数据填写表　　表 1-3-73

Ⅰ	信　　息		符　号		0		ND		CEN		BIL		BIR		HOU
			+或−		0		6		3		4		4		1
Ⅱ	单元等分数		4		2		5		12		2		4		
Ⅲ	单元参数表	R	4.16		2		6.825		6.825		2		4.16		
		φ	0		0		0.696		1.656		0		0		
		α	0		0		0.3948		0		0.3948		0		
		P_x	0		10		0		0		0		0		
		P_y	0		−120		0		−65.7		0		−41		
		P_M	0		164		0		0		0		−56		
Ⅳ	总体参数表		QLD		QLU		QL		QM		QR		QRU		QRD
			0		0		0		0		0		0		0
			DLD		DLU		DL		DM		DR		DRU		DRD
			0.6		0.6		0.6		0.6		0.6		0.6		0.6
			E_0	K	K_1	EPS	W	FL	FR	LL	LR	XQI	R_A	R_L	G_0	BZ
			$26_{10}6$	$8_{10}6$	$10_{10}6$	100	1	6.16	6.16	6.3	6.3	−6.3	$14_{10}3$	$16_{10}2$	$11_{10}6$	25

4; 2; 5; 12; 2; 4;
4.16; 2; 6.825; 6.825; 2; 4.16;
0; 0; 0.696; 1.656; 0; 0;
0; 0; 0.3948; 0; 0.3948; 0;
0; 10; 0; 0; 0; 0;
0; −120; 0; −65.7; 0; −41;
0; 164; 0; 0; 0; −56;
0; 0; 0; 0; 0; 0; 0;

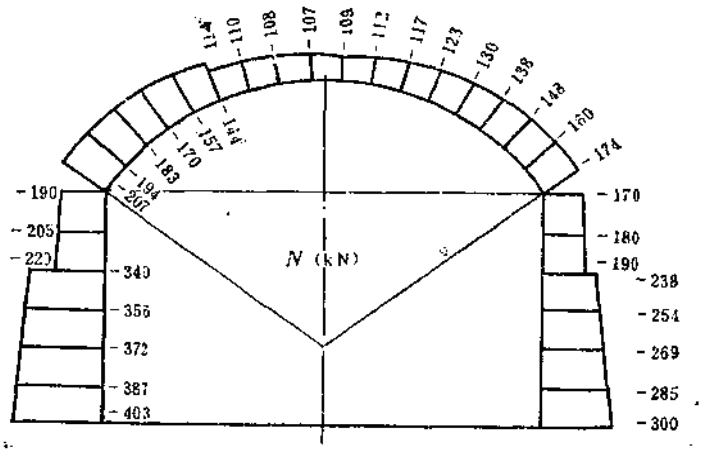


图 1-3-55　轴向力图

内 力 计 算 表 表 1-3-74

单元	N (kN)	M (kN·m)	E (m)	K	KA (kN)
1	-.40281492$\overline{0}$3	.35981624$\overline{0}$1	-.89325450$\overline{0}$-2	.20391017$\overline{0}$2	.0
	-.38721492$\overline{0}$3	.41448965$\overline{0}$1	-.10704382$\overline{0}$-1	.21117143$\overline{0}$2	.34586650
	-.37161492$\overline{0}$3	.35118805	-.94503215$\overline{0}$-3	.22551035$\overline{0}$2	.14774755$\overline{0}$1
	-.35601492$\overline{0}$3	-.19807913$\overline{0}$2	.55637874$\overline{0}$-1	.20336954$\overline{0}$2	.26866842$\overline{0}$1
	-.34041492$\overline{0}$3	-.66562821$\overline{0}$2	.105534380	.51658405$\overline{0}$1	.170915340
2	-.22041492$\overline{0}$3	.97433717$\overline{0}$2	-.442062520	.0	.170915340
	-.20541492$\overline{0}$3	.35512466$\overline{0}$2	-.172881620	.11221714$\overline{0}$2	.117052390
	-.19041492$\overline{0}$3	-.30219253$\overline{0}$2	.158702120	.15029843$\overline{0}$2	.63657706$\overline{0}$1
3	-.20677034$\overline{0}$3	-.30219253$\overline{0}$2	.146196200	.17593625$\overline{0}$2	.20165287$\overline{0}$1
	-.19426963$\overline{0}$3	-.32248159$\overline{0}$2	.165996900	.13103301$\overline{0}$2	.24711530$\overline{0}$1
	-.18259934$\overline{0}$3	-.32607974$\overline{0}$2	.178576620	.11708916$\overline{0}$2	.0
	-.17003496$\overline{0}$3	-.18438043$\overline{0}$2	.108436677	.36108430$\overline{0}$2	.0
	-.15705196$\overline{0}$3	.84012768$\overline{0}$1	-.5349361$\overline{0}$-1	.46385635$\overline{0}$2	.0
	-.14425112$\overline{0}$3	.45004748$\overline{0}$2	-.31198880	.0	.0
4	-.11423569$\overline{0}$3	.45004748$\overline{0}$2	-.39396398	.0	.0
	-.11046815$\overline{0}$3	.32225992$\overline{0}$2	-.2917220	.0	.0
	-.10826198$\overline{0}$3	.21306681$\overline{0}$2	-.196806680	.16029194$\overline{0}$2	.0
	-.10780361$\overline{0}$3	.11468192$\overline{0}$2	-.10638040	.57350204$\overline{0}$2	.0
	-.10917391$\overline{0}$3	.24052857$\overline{0}$1	-.22031688$\overline{0}$-1	.72734959$\overline{0}$2	.0
	-.11234521$\overline{0}$3	-.56987289$\overline{0}$1	.50725159$\overline{0}$-1	.65358032$\overline{0}$2	.0
	-.11718188$\overline{0}$3	-.12175687$\overline{0}$2	.103904170	.53200843$\overline{0}$2	.0
	-.12344437$\overline{0}$3	-.15895047$\overline{0}$2	.128762140	.47315803$\overline{0}$2	.0
	-.13048524$\overline{0}$3	-.13180718$\overline{0}$2	.101008950	.48239355$\overline{0}$2	.13894919$\overline{0}$-1
	-.13827547$\overline{0}$3	-.47981076$\overline{0}$1	.34699629$\overline{0}$-1	.55517477$\overline{0}$2	.1529707$\overline{0}$1
	-.14813020$\overline{0}$3	-.89514895	.60429871$\overline{0}$-2	.55856515$\overline{0}$2	.21581374$\overline{0}$1
	-.16038154$\overline{0}$3	-.50908696$\overline{0}$1	.31742241$\overline{0}$-1	.48249632$\overline{0}$2	.25084132$\overline{0}$1
	-.17474775$\overline{0}$3	-.16972536$\overline{0}$2	.97125922$\overline{0}$-1	.36483811$\overline{0}$2	.19349233$\overline{0}$1
5	-.16691580$\overline{0}$3	-.16922536$\overline{0}$2	.10168321	.37626572$\overline{0}$2	.52658225$\overline{0}$1
	-.18191580$\overline{0}$3	-.17997113$\overline{0}$2	-.98931001$\overline{0}$-1	.34839403$\overline{0}$2	.12470269$\overline{0}$1
	-.19691580$\overline{0}$3	-.36528283$\overline{0}$2	-.185602030	.99782008$\overline{0}$1	.287796450
6	-.23791580$\overline{0}$3	-.19471716$\overline{0}$2	.81842885$\overline{0}$-1	.28136131$\overline{0}$2	.287796450
	-.25351580$\overline{0}$3	-.49656081$\overline{0}$1	.18586976$\overline{0}$-1	.31523558$\overline{0}$2	.877712240
	-.26911580$\overline{0}$3	.70999492	-.26382505$\overline{0}$-2	.31008981$\overline{0}$2	.42904716
	-.28471580$\overline{0}$3	.130762064$\overline{0}$1	-.45927426$\overline{0}$-2	.29166862$\overline{0}$2	.85832454$\overline{0}$-1
	-.30031580$\overline{0}$3	.64770088	-.21567325$\overline{0}$-2	.27820860$\overline{0}$2	0.0

0.6; 0.6; 0.6; 0.6; 0.6; 0.6; 0.6;

$26_{10}6$; $8_{10}6$; $10_{10}6$; 100; 1; 6.16; 6.16; 6.3;

6.3; -6.3; $14_{10}3$; $16_{10}3$; $11_{10}6$; 25;

通过计算机计算，从左端点到右端点每个等分为一行，宽行打印结果，依次为轴向力N、弯矩M、偏心距E、安全系数、抗力KA，如表1-3-74所列。

绘制成内力图如图1-3-55和图1-3-56所示。

平巷整体式支护结构计算程序存放单位参见表1-3-75。

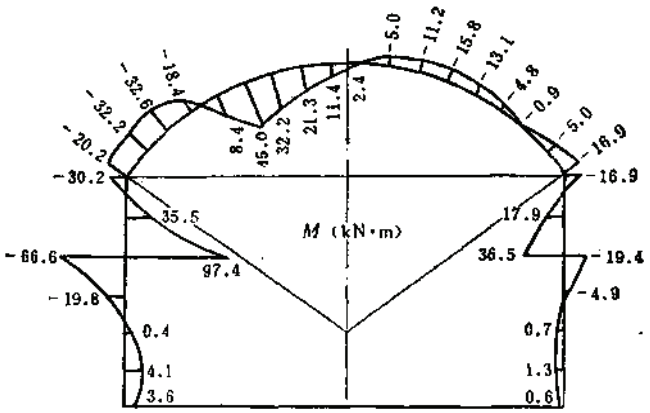


图 1-3-56　弯矩图

平巷整体式支护结构计算程序存放单位　　表 1-3-75

单　　位	机　型	语　　言	编　　号
鞍山黑色冶金矿山设计研究院	121	ALGOL60	
南昌有色冶金设计研究院	121	ALGOL60	
北京有色冶金设计研究总院	102	FORTRAN	
昆明有色冶金设计研究院	102	FORTRAN	
长沙黑色冶金矿山设计研究院	121	ALGOL60	
长沙有色冶金设计研究院	121	ALGOL60	

3.6　硐　门　及　硐　口

3.6.1　硐门与翼墙荷载

硐门是平硐、隧道的一部分，由端墙和翼墙等部分组成，起着承受地层侧压力、阻挡落石、加固硐口仰坡及路堑边坡、排泄仰坡汇水、装饰建筑等作用。

可变荷载有：

（1）地层水平侧压力。

（2）如果硐口上方有公路通过时，汽车、吊车等暂时荷载所产生的水平侧压力。

其他荷载见本章3.4.1.1。

荷载组合见第一章竖井1.5.3.1。

3.6.2　硐　门　设　计

3.6.2.1　硐门设置原则

（1）一般平硐、隧道硐口，均应设置硐门。对于完整不易风化的硬岩，可只做硐门框。

（2）硐门的结构形式，应适应硐口的地形、工程地质及水文地质条件和硐门结构构造要求，特别是要考虑到施工后硐口地形、地貌的改变情况。

（3）当地形等高线与线路斜交，使用与线路正交的硐门将出现外侧硐壁过薄或硐门

墙后露空，而靠山侧边，仰坡开挖过高，不能保证安全或因靠河侧岩壁陡峻，基础工程不好处理时，可以采用斜交平硐（隧道）门型。由于斜交硐口硐门结构受力条件较差，一般只用于硬度在中等及中等以上的围岩中，且其端墙与线路中心线交角不应小于45° 在松软的地层中不宜采用斜交硐门。

（4）当因通风需要设置帘幕时，硐门形式应结合通风要求设置。

（5）硐门设计尚应考虑建筑美观的要求。

3.6.2.2 硐门结构及构造

1．硐门结构

（1）仰坡坡脚至硐门墙背的水平距离一般不小于1.5m。

（2）硐门墙顶宜高出仰坡坡脚不小于0.5m。

（3）为减缓坍落土石对硐顶的冲击力，硐门墙与仰坡之间水沟底至支护拱顶外缘的高度一般不小于1m，水沟底下如有填土应紧密夯实。

（4）一般平硐、隧道门翼墙设计为仰斜式墙身，当设计仰斜式墙身时，墙背坡度不宜缓于1:03。

（5）硐门端墙、翼墙墙顶宽度，，如无特殊要求时，一般不应小于50cm。

（6）翼墙需在工程地质情况有变化处，设置沉降缝，缝宽约 2～3cm。缝内填塞沥青麻筋、沥青木板等材料。

（7）为使墙后积水迅速排出，应在端墙、翼墙适当地点布置适当尺寸和数量的泄水孔。为防止泄水孔堵塞，在泄水孔进口处需设置反滤层，并应在最底排泄水孔下部设置隔水层，不使积水渗入基础，若墙后水量较大或排水不良时，应在墙后设置渗水沟，以利排水。

（8）当硐门设计有翼墙时，要求路堑线路中心沿枕木底部水平至翼墙边的距离，一般不小于3.5m。

2．硐门构造

（1）硐门的端墙或翼墙墙顶最小宽度 b 及强度，当采用浆砌毛石时，为0.4～0.6m；强度等级不应低于：毛石为$MU30$，砂浆为$M2.5$：采用混凝土时，厚度为0.4～0.5m，强度等级不低于$C15$，采用钢筋混凝土时，厚度为0.3～0.4m，强度等级不低于$C15$。

（2）翼墙的高度H'：干砌毛石时，墙高不宜超过 5m，见图 1-3-57，浆砌毛石时，墙高不宜超过7m。

（3）硐门翼墙的墙底厚度B_1：干砌毛石时，可取墙高的0.5～0.25倍。

内倾式适于土壤内摩擦角30°～40°；

基底摩擦系数0.3～0.4；

地基承压力45～131kPa；

浆砌毛石时，可取墙高的0.5～0.2倍；

内倾式适于土壤内摩擦角30°～40°；

地基承压力45～240kPa。

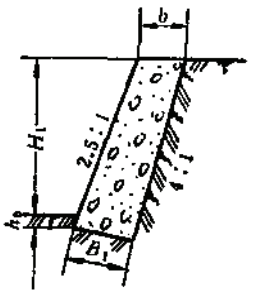


图 1-3-57 硐门翼墙图

（4）翼墙的设计尺寸。干砌毛石内倾式公路堤挡土墙尺寸选择见表1-3-76和图1-3-58。浆砌毛石内倾式公路堤挡土墙尺寸选择见表1-3-77和图1-3-59。

干砌毛石挡土墙尺寸选择表　　表 1-3-76

土壤内摩擦角 φ	土壤重力密度 γ (kN/m³)	基底摩擦系数 f	H′ (mm)	h_0 (mm)	H_0 (mm)	b (mm)	B (mm)	B_1 (mm)	地基承载力 (kN/m²)	一米墙长体积 (m³) 浆砌	干砌
30°	18	0.3	2000	190	2190	900	1150	1170	45	1.13	1.09
			2500	210	2710	900	1270	1290		1.30	1.73
			3000	230	3230	1000	1390	1410	60	1.48	2.36
			3500	250	3750	1050	1510	1530		1.67	3.16
			4000	270	4270	1100	1630	1650	75	1.88	3.95
			4500	300	4800	1200	1800	1830		2.24	5.03
			5000	330	5330	1300	1970	2000	92	2.60	6.10
35°	18	0.3	2000	140	2140	600	860	870	40	0.69	0.88
			2500	160	2660	650	980	1000		0.83	1.40
			3000	180	3180	700	1100	1120	55	0.93	1.91
			3500	200	3700	750	1220	1240		1.14	2.58
			4000	220	4220	800	1340	1360	70	1.31	3.25
			4500	240	4740	850	1470	1490		1.50	4.06
			5000	260	5260	900	1590	1610	88	1.72	4.87
35°	18	0.4	2000	130	2130	500	770	780	50	0.56	8
			2500	140	2640	500	840	850		0.62	1.19
			3000	150	3150	500	910	920	90	0.68	1.57
			3500	170	3670	550	1030	1040		0.32	2.16
			4000	190	4190	600	1150	1160	110	0.97	2.75
			4500	210	4710	650	1270	1290		1.14	3.49
			5000	230	5230	700	1390	1410	131	1.33	4.22
40°	20	0.4	2000	130	2130	500	770	780	45	0.56	0.69
			2500	140	2640	500	840	850		0.62	1.13
			3000	150	3150	500	910	920	55	0.68	1.57
			3500	170	3670	500	980	1000		0.75	2.04
			4000	180	4180	500	1050	1070	90	0.82	2.51
			4500	190	4690	500	1130	1150		0.91	3.01
			5000	200	5200	500	1200	1220	131	0.99	3.51

注：表中符号意义见图1-3-58。

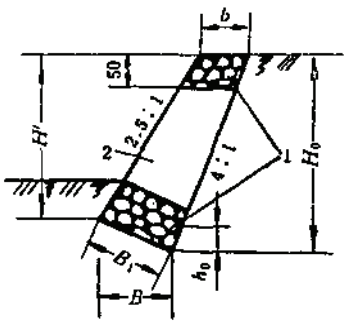


图 1-3-58　干砌毛石挡土墙

1—浆砌毛石；2—干砌毛石

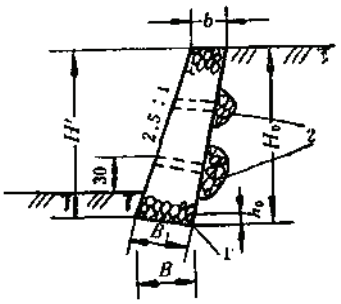


图 1-3-59　浆砌毛石挡土墙

1—浆砌毛石；2—砾石填料（砾石直径2.5～7cm）

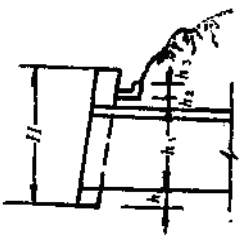


图 1-3-60　硐门端墙高度示意图

浆砌毛石挡土墙尺寸选择表 表 1-3-77

土壤内摩擦角 φ	土壤重力密度 γ (kN/m³)	基底摩擦系数 f	H′ (mm)	h_0 (mm)	H_1 (mm)	b (mm)	B (mm)	B_1 (mm)	地基承压力 (kN/m²)	一米墙长体积 (m³)
30°	18	0.3	2000	160	2160	700	980	970	45	1.78
			2500	190	2690	800	1130	1140		2.65
			3000	220	3220	900	1290	1310	75	3.52
			3500	240	3740	950	1410	1430		4.47
			4000	260	4260	1000	1530	1550	95	5.41
			4500	280	4780	1050	1650	1670		6.53
			5000	300	5300	1100	1770	1790	110	7.65
			5500	320	5820	1150	1890	1910		8.96
			6000	340	6340	1200	2010	2030	125	10.28
			6500	360	6860	1250	2140	2160		11.76
			7000	380	7380	1300	2280	2290	140	13.25
35°	18	0.3	2000	130	2130	500	770	780	45	1.35
			2500	150	2650	550	890	900		1.96
			3000	170	3170	600	1010	1020	65	2.56
			3500	180	3680	600	1080	1090		3.14
			4000	190	4190	600	1150	1160	80	3.71
			4500	210	4710	650	1270	1280		4.63
			5000	230	5230	700	1390	1400	95	5.55
			5500	250	5750	750	1510	1530		6.64
			6000	270	6270	800	1630	1650	110	7.73
			6500	290	6790	850	1750	1780		9.02
			7000	310	7310	900	1870	1900	130	10.30
35°	18	0.4	2000	110	2110	400	670	680	55	1.14
			2500	130	2630	430	770	780		1.62
			3000	140	3140	450	860	870	85	2.09
			3500	160	3660	480	960	970		2.70
			4000	180	4180	500	1050	1070	110	3.30
			4500	200	4700	530	1150	1170		4.03
			5000	210	5210	550	1250	1260	140	4.76
			5500	230	5730	580	1350	1360		5.62
			6000	240	6240	600	1440	1460	165	6.48
			6500	260	6760	630	1540	1560		7.48
			7000	270	7270	650	1640	1650	202	8.47
40°	20	0.4	2000	110	2110	400	670	680	40	1.14
			2500	130	2630	400	750	760		1.54
			3000	140	3140	400	820	830	65	1.94
			3500	150	3650	400	890	900		2.41
			4000	160	4160	400	960	970	105	2.88
			4500	170	4670	400	1030	1040		3.43
			5000	180	5180	400	1100	1110	145	3.98
			5500	200	5700	400	1180	1190		4.61
			6000	210	6210	400	1250	1260	190	5.24
			6500	220	6720	400	1350	1340		5.94
			7000	230	7230	400	1390	1410	240	6.64

注：表中符号意义见图1-3-59。

（5）硐门端墙高度H的确定，见图1-3-60和下式：

$$H \geqslant h + h_1 + h_2 + h_3 \tag{1-3-115}$$

式中　H——端墙高度，m；

h——基础埋置深度，m；

h_1——巷道掘进高度，m；

h_2——水沟沟底到墙顶外缘的高度，一般大于0.5m；

h_3——水沟深度，m。

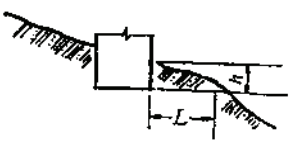
地震区之挡土墙，应按地震区设计要求进行设计。

3.6.2.3　基础设计

（1）硐门端墙、翼墙基础，均应设置在稳固的地层上，基底浮碴应清除干净，以防止滑动和不均匀沉陷。

（2）基础埋置深度，土质地基应埋入地面以下不少于1m。冻胀性土壤，基础应埋置在冻结线以下0.25m；当冻结深度超过1m时，基础深度可采用1.25m。基底必须夯实，夯填一定厚度的砂石垫层。对软弱土层不能够保证足够的强度时，应采取有效的处理措施，并应做好排水工程。一般岩石地基和砾石层地基，可不考虑冻结深度的影响，而应清除表面风化层。当墙基砌筑在稳定的基岩斜坡上时，基础可以切割成台阶形式，其最下层基础嵌入地基深度和护基宽度尺寸可参考表1-3-78选用。

基础埋置深度表　　表1-3-78

岩层种类	h（m）	L（m）	图例
较完整的坚硬岩	0.25	0.25～0.50	
一般岩石（如砂页岩互层等）	0.60	0.60～1.50	
松软岩层（如千枚岩等）	1.00	1.00～2.00	
砂夹砾石	1.30	1.50～2.50	

（3）一般扩基基础，其台阶的坡线与竖直线之间的夹角，对于石砌结构不应大于35°，对于混凝土结构不应大于45°，以保证台阶不致破裂，台阶的宽度不小于20cm。

（4）当硐门翼墙受滑动稳定控制时，可采用倾斜基底和凸榫基底等防滑措施。基底倾斜度，土质地基一般不大于0.2:1，岩石地基不大于0.3:1。验算倾斜基底稳定，除验算沿基底滑动稳定外，尚应验算基底沿原地基的水平剪切应力。

3.6.2.4　硐门建筑设计

硐门建筑设计的要求

（1）应满足硐门构筑物的功能要求。

（2）采用合理的技术措施，正确选用建筑材料，选择合理的结构形式，使硐门坚固耐久，建造方便。

（3）适当考虑建筑美观要求，建筑设计要尽量创造简洁、明朗、朴素、大方、反映时代精神的建筑设计形象。

3.6.3 硐门结构计算

3.6.3.1 设计条件及有关规定

端墙、翼墙按极限状态验算。其稳定性与强度验算应符合表1-3-79规定。

硐门墙主要验算要求表 表 1-3-79

墙身截面	压应力 σ	≤砌体抗压强度设计值	
	剪应力 τ	≤砌体抗剪强度设计值	
	偏心距 e	≤0.3倍截面厚度	
基底应力 σ		≤地基承载力	
基底偏心距 e		石质地基 $e\leqslant\frac{B}{4}$	B—墙底宽度
		土质地基 $e\leqslant\frac{B}{6}$	
滑动稳定系数 K_C		≥1.3（≥1.2—施工荷载作用下）	
倾覆稳定系数 K_0		≥1.5（≥1.2—施工荷载作用下）	

3.6.3.2 土压力计算及图表

作用在硐门墙及翼墙上的土压力，系采用库伦理论计算，并假定不论墙背仰斜（即墙背向地层倾斜）和直立，土压力按水平方向作用考虑。

（1）土压力计算公式，见表1-3-80。

（2）地面倾斜和水平硐门土压力系数，见表1-3-81和表1-3-82。

（3）土压力计算常用数值表，见图1-3-61和表1-3-83～表1-3-85。

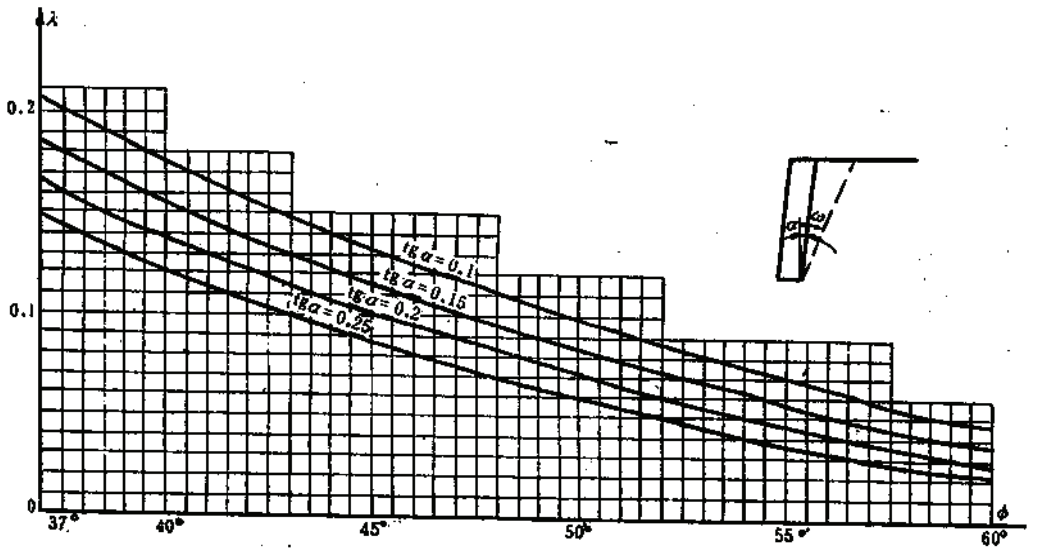
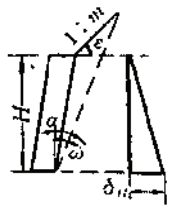
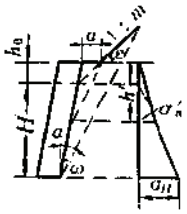
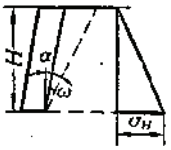
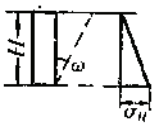
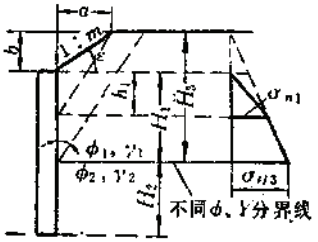
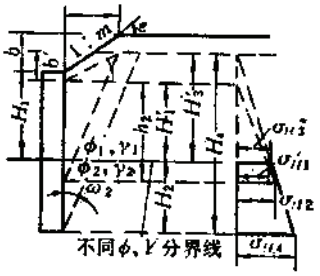


图 1-3-61 λ曲线图

闸门土压

编号	土壤侧压力图形	确定最危险的破裂面与垂直面间夹角ω的公式
Ⅰ		$\mathrm{tg}\omega=\frac{\mathrm{tg}^2\varphi+\mathrm{tg}\alpha\mathrm{tg}\varepsilon-\sqrt{(1+\mathrm{tg}^2\varphi)(\mathrm{tg}\varphi-\mathrm{tg}\varepsilon)}}{\mathrm{tg}\varepsilon(1+\mathrm{tg}^2\varphi)-\frac{(\mathrm{tg}\varphi+\mathrm{tg}\alpha)(1-\mathrm{tg}\alpha\mathrm{tg}\varepsilon)}{\mathrm{tg}\varphi(1-\mathrm{tg}\alpha\mathrm{tg}\varepsilon)}}$
Ⅰ₀		同　　上 （当 α不大时适用）
Ⅱ		$\mathrm{tg}\omega=-\mathrm{tg}\varphi+\sqrt{(1+\mathrm{tg}^2\varphi)(1+\frac{\mathrm{tg}\alpha}{\mathrm{tg}\varphi})}$
Ⅲ		$\mathrm{tg}\omega=\mathrm{tg}(45^\circ-\frac{\varphi}{2})$
Ⅳ		$\mathrm{tg}\omega_1=-\mathrm{tg}\varphi_1+\sqrt{(1+\mathrm{tg}^2\varphi_1)(1+\frac{A}{\mathrm{tg}\varphi_1})}$ 式中　$A=\frac{ab}{H_3^2}$ $H_3=H_1+b$
		$\mathrm{tg}\omega_2=-\mathrm{tg}\varphi_2+\sqrt{(1+\mathrm{tg}^2\varphi_2)(1+\frac{A'}{\mathrm{tg}\varphi_2})}$ 式中　$A'=\frac{ab'}{H_4^2}$ $b'=\frac{\gamma_1}{\gamma_2}b$ $H_4=H_2+H'_3=H_2+H'_1+b'$ $H'_1=\frac{\gamma_1}{\gamma_2}H_1$

注：当算得之$h_2<H'_1$时，则$\sigma_{H'3}=\gamma_2H'_3\lambda'_3$，或$\sigma_{h'3}=\frac{H'_3}{H_4}\sigma_{H4}$；而$E_3=\frac{1}{2}(\sigma_{H3}+\sigma_{H4})H_3$。

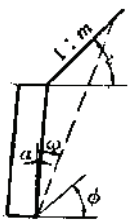
力 公 式 表

表 1-3-80

侧压力系数	侧压力	绘制侧压力图的数据
$\lambda=\frac{(\mathrm{tg}\omega-\mathrm{tg}\alpha)(1-\mathrm{tg}\alpha\mathrm{tg}\varepsilon)}{\mathrm{tg}(\omega+\varphi)(1-\mathrm{tg}\omega\mathrm{tg}\varepsilon)}$	$E=\frac{1}{2}\gamma H^2\lambda$	$\sigma_H=\gamma H\lambda$
同 上	$E=\frac{1}{2}\gamma H^2\lambda+\frac{1}{2}\gamma h_0(h'-h_0)\lambda$	$h'=\frac{a}{\mathrm{tg}\omega-\mathrm{tg}\alpha}$ $\sigma_{h'}=\gamma h'(1-\frac{h_0}{h'})\lambda$ $\sigma_H=\gamma H\lambda$
$\lambda=\frac{\mathrm{tg}\omega-\mathrm{tg}\alpha}{\mathrm{tg}(\omega+\varphi)}$	$E=\frac{1}{2}\gamma H^2\lambda$	$\sigma_H=\gamma H\lambda$
$\lambda=\mathrm{tg}^2(45^\circ-\frac{\varphi}{2})$	$E=\frac{1}{2}\gamma H^2\lambda$	$\sigma_H=\gamma H\lambda$
$N=\frac{\mathrm{tg}\omega_1-A}{\mathrm{tg}(\omega_1+\varphi_1)}$ $\lambda'_1=\frac{\mathrm{tg}\omega_1}{\mathrm{tg}(\omega_1+\varphi_1)(1-\mathrm{tg}\varepsilon\mathrm{tg}\omega_1)}$ $\lambda''_1=\frac{\mathrm{tg}\omega_1}{\mathrm{tg}(\omega_1+\varphi_1)}$	$E_1=\frac{1}{2}\gamma_1H_4^2\lambda_1$	$h_1=\frac{a}{\mathrm{tg}\omega_1}-b$ $\sigma_{h1}=\gamma_1h_1\lambda'_1$ 或 $\sigma_{h1}=\gamma_1(h_1+b)\lambda''_1$ $\sigma_{H4}=\gamma_1H_4\lambda''_1$
$\lambda_2=\frac{\mathrm{tg}\omega_2-A'}{\mathrm{tg}(\omega_2+\varphi_2)}$ $\lambda'_2=\frac{\mathrm{tg}\omega_2}{\mathrm{tg}(\omega_2+\varphi_2)(1-\mathrm{tg}\varepsilon'\mathrm{tg}\omega_2)}$ $\lambda''_2=\frac{\mathrm{tg}\omega_2}{\mathrm{tg}(\omega_2+\varphi_2)}$ $\varepsilon'=\mathrm{acrtg}(\frac{\gamma_1}{\gamma_2}\mathrm{tg}\varepsilon)$	$E_2=\frac{1}{2}\gamma_2H_4^2\lambda_2$ $-\frac{\gamma_2H'^2_1}{2}\lambda'_2$	$\sigma_{H1}=\gamma_2H'_1\lambda'_2$ $h_2=\frac{a}{\mathrm{tg}\omega_2}-b'$ $\sigma_{h2}=\gamma_2h_2\lambda_2'$ 或 $\sigma_{h2}=\gamma_2(h_2+b')\lambda''_2$ $\sigma_{H4}=\gamma_2H_4\lambda''_2$

闸门土压

仰坡 (1:m)	tgα	φ=33°41′ λ	φ=33°41′ ω/tgω	φ=35° λ	φ=35° ω/tgω	φ=38° λ	φ=38° ω/tgω	φ=38°40′ λ	φ=38°40′ ω/tgω	φ=40° λ	φ=40° ω/tgω	φ=43° λ	φ=43° ω/tgω	φ=45° λ	φ=45° ω/tgω
1:1.5	0.1	0.6031	56°19′/1.5000	0.4477	46°56′/1.0700	0.3327	39°51′/0.8345			0.2830	36°44′/0.7462	0.2255	33°00′/0.6493	0.1944	30°54′/0.5984
	0.15	0.5608	56°19′/1.5000	0.4092	47°23′/1.0867	0.2992	40°34′/0.8559			0.2523	37°32′/0.7684	0.1980	33°55′/0.6722	0.1691	31°52′/0.6216
	0.2	0.5210	56°19′/1.5000	0.3733	47°47′/1.1021	0.2682	41°15′/0.8768			0.2233	38°19′/0.7899	0.1729	34°47′/0.6948	0.1460	32°47′/0.6441
	0.25	0.4806	56°19′/1.5000	0.3393	48°10′/1.1170	0.2391	41°53′/0.8955			0.1971	39°03′/0.8112	0.1498	35°38′/0.7168	0.1250	33°41′/0.6667
1:1.25	0.1							0.5161	51°20′/1.2500	0.3704	42°37′/0.9203	0.2675	36°04′/0.7283	0.2235	33°08′/0.6526
	0.15							0.4722	51°20′/1.2500	0.3329	43°02′/0.9394	0.2358	36°44′/0.7463	0.1948	33°54′/0.6719
	0.2							0.4302	51°20′/1.2500	0.2976	43°25′/0.9461	0.2665	37°22′/0.7638	0.1686	34°38′/0.6908
	0.25							0.3902	51°20′/1.2500	0.2646	43°47′/0.9583	0.1795	37°59′/0.7810	0.1445	35°21′/0.7094
1:1	0.1													0.4050	45°/1.0000
	0.15													0.3613	45°/1.0000
	0.2													0.3200	45°/1.0000
	0.25													0.2813	45°/1.0000
1:0.75	0.1														
	0.15														
	0.2														
	0.25														
1:0.5	0.1														
	0.15														
	0.2														
	0.25														



注：$\lambda=\dfrac{\mathrm{tg}(\omega-\mathrm{tg}\alpha)\ (1-\mathrm{tg}\omega\mathrm{tg}\alpha)}{\mathrm{tg}(\omega+\varphi)\ (1-\mathrm{tg}\omega\mathrm{tg}\alpha)}$

力 系 数 表 表 1-3-81

φ=47°		φ=50°		φ=53°08′		φ=55°		φ=60°		φ=65°		φ=70°		φ=75°	
λ	ω/tgω	λ	ω/tgω	λ	ω/tgω	λ	ω/tgω	λ	ω/tgω	λ	ω/tgω	λ	ω/tgω	λ	ω/tgω
0.1887	30°41′/0.5934	0.1470	27°30′/0.5205												
0.1625	31°32′/0.6135	0.1244	28°31′/0.5433												
0.1387	32°21′/0.6333	0.1041	29°25′/0.5639												
0.1173	33°09′/0.6529	0.0859	30°18′/0.5846												
0.2536	35°29′/0.7130	0.1792	30°15′/0.5831			0.1096	24°34′/0.4570								
0.2198	35°57′/0.7250	0.1520	30°55′/0.5988			0.0899	25°26′/0.4756								
0.1892	36°23′/0.7368	0.1275	31°34′/0.6145			0.0712	26°18′/0.4943								
0.1611	36°49′/0.7484	0.1054	32°13′/0.6301			0.0558	27°09′/0.5130								
				0.2704	36°52′/0.7500	0.1585	28°55′/0.5523	0.0803	21°55′/0.4023	0.0424	17°26′/0.3139				
				0.2304	36°52′/0.7500	0.1303	29°21′/0.5622	0.0622	22°41′/0.4181	0.0303	18°24′/0.3325				
				0.1936	36°52′/0.7500	0.1052	29°47′/0.5722	0.0467	23°28′/0.4340	0.0206	19°22′/0.3515				
				0.1600	36°52′/0.7500	0.0830	30°12′/0.5822	0.0337	24°14′/0.4503	0.0130	20°22′/0.3711				
										0.0685	20°45′/0.3790	0.0254	14°47′/0.2640	0.0086	11°00′/0.1944
										0.0494	21°11′/0.3877	0.0158	15°38′/0.2800	0.0040	12°07′/0.2146
										0.0336	21°38′/0.3967	0.0081	16°32′/0.2969	0.0012	13°17′/0.2360
										0.0210	22°07′/0.4064	0.0039	17°29′/0.3151	0.0001	14°32′/0.2591

λ 值 表　　表 1-3-2

φ		35°	37°	3 1°	40°	42°	43°	45°	47°	50°	52°	55°	60°
土压力系数λ	tgα = 0.1	0.223	0.203	0.193	0.175	0.157	0.149	0.134	0.119	0.099	0.087	0.071	0.048
	tgα = 0.15	0.202	0.182	0.173	0.156	0.139	0.132	0.117	0.103	0.085	0.074	0.059	0.038
	tgα = 0.2	0.182	0.164	0.155	0.138	0.123	0.115	0.102	0.089	0.072	0.061	0.048	0.029
	tgα = 0.25	0.164	0.146	0.138	0.122	0.108	0.101	0.088	0.076	0.060	0.051	0.038	0.022

注：$\lambda = \frac{tg\omega - tg\alpha}{tg(\omega + \varphi)}$

φ 的 函 数 值　　表 1-3-83

内摩擦角φ	tgφ	tg²φ	$\frac{1}{tg\varphi}$	$tg(45° - \frac{\varphi}{2})$	$tg^2(45° - \frac{\varphi}{2})$	$tg^2(45° + \frac{\varphi}{2})$
0°	0	0	∞	1	1	1
5°	0.08749	0.00765	11.42988	0.91633	0.83966	1.1910
10°	0.17633	0.03109	5.67118	0.83910	0.70409	1.4203
15°	0.26795	0.07180	3.73204	0.76733	0.58880	1.6984
20°	0.36397	0.13247	2.74748	0.70021	0.49029	2.0396
25°	0.46631	0.21745	2.14450	0.63707	0.40586	2.4639
30°	0.57735	0.33333	1.73205	0.57735	0.33333	3.0000
35°	0.70021	0.49029	1.42814	0.52057	0.27099	3.6902
38°	0.78128	0.61040	1.27995	0.48773	0.23788	4.2037
40°	0.83910	0.70409	1.19175	0.46631	0.21745	4.5929
43°	0.93251	0.86957	1.07237	0.43481	0.18906	5.2891
45°	1.00000	1.00000	1.00000	0.41421	0.17157	5.8284
50°	1.19175	1.42027	0.83010	0.36397	0.13247	7.5486
55°	1.42815	2.03961	0.70021	0.31530	0.09941	10.0590
60°	1.73205	3.00000	0.57735	0.26795	0.07180	13.9282
65°	2.14451	4.59892	0.46631	0.22169	0.04915	20.3465
70°	2.74748	7.54865	0.36397	0.17633	0.03109	32.1634
72°30′	3.17159	10.05898	0.31530	0.15391	0.02369	42.2123
75°	3.73205	13.92820	0.26795	0.13165	0.01733	57.6954
80°	5.67128	32.16342	0.17633	0.08749	0.00765	130.6472
85°	11.43010	130.64719	0.08749	0.04366	0.00191	524.5841
90°	∞	∞	0	0	0	∞

3.6.3.3　硐门内力分析

硐门的端墙、翼墙设计应按重力式挡土墙理论计算，如图1-3-62所示。在计算中，土压力方向采用水平方向。

（1）土壤主动压力的计算公式见表1-3-80。

（2）土壤主动压力对端墙的倾复力矩，等于各侧压力 E_i 对图1-3-62中的 o 点取力矩的代数和，即

$$M_o = \Sigma h_i E_i \tag{1-3-116}$$

式中　M_o——倾复力矩，kN·m；

μ的函数值表 表 1-3-84

μ	$\frac{\mu}{1-\mu}$	$\sqrt{1+\mu^2}$
0.1	0.111	1.005
0.2	0.250	1.020
0.3	0.429	1.044
0.4	0.667	1.077
0.5	1.000	1.118
0.6	1.500	1.166

边坡换算表 表 1-3-85

边坡 (1:m)	边坡与水平线所成夹角 ε	tgε
1:0.1	84°17′	10.0000
1:0.3	73°18′	3.3333
1:0.5	63°26′	2.0000
1:0.75	53°08′	1.3333
1:1	45°	1.00000
1:1.25	38°40′	0.80000
1:1.5	33°41′	0.66667
1:1.73	30°	0.57735
1:1.75	29°45′	0.57143

h_i——相应E_i的力臂，m；

E_i——土壤主动压力，kPa。

（3）稳定力矩的计算如下式：

$$M_y = N_1 a_1 + N_2 a_2 \qquad (1\text{-}3\text{-}117)$$

式中 M_y——稳定力矩，kN·m；

N_1——墙自重，kN；

N_2——基础自重，kN；

a_1, a_2——力臂，m。

（4）合力偏心距 e 按墙及基础分别计算。

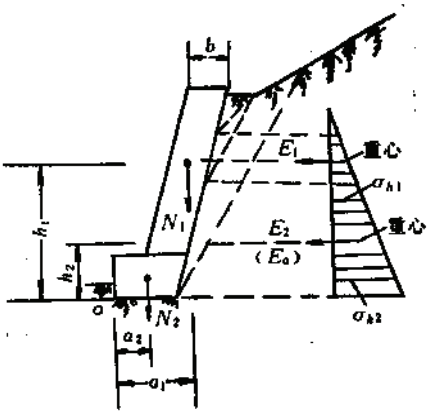


图 1-3-62 硐门荷载分布图

墙

$$\left.\begin{aligned} e &= \frac{B}{2} - c \leqslant 0.3b \\ c &= \frac{M_y - M_o}{\Sigma N} \end{aligned}\right\} \qquad (1\text{-}3\text{-}118)$$

式中 b——墙厚，m；

B——基础宽，m。

基础

$$\left.\begin{aligned} e &\leqslant \frac{1}{6} B_t \\ e &\leqslant \frac{1}{5} B_e \end{aligned}\right\} \qquad (1\text{-}3\text{-}119)$$

式中 B_t——土质地基基础宽，m；

B_e——石质地基基础宽，m。

（5）倾复稳定安全系数为：

$$K_o = \frac{M_y}{M_o} \geqslant 1.5 \qquad (1\text{-}3\text{-}120)$$

式中　K_0——倾复稳定安全系数，见表1-3-86。

安全系数 K_0、K_c 表　　表 1-3-86

力之作用情况	K_0	K_c
在主要力作用下	1.4～1.5	1.3～1.5
在暂时力作用下	1.2～1.3	1.2～1.3
在偶然力作用下	1.1～1.2	1.1～1.2
一般情况下	1.5	1.3

（6）滑动稳定安全系数为：

$$K_c=\frac{\mu\Sigma N}{E_a}\geqslant 1.3\sim 1.5 \tag{1-3-121}$$

式中　K_c——滑动安全系数，见表1-3-86，现行隧道设计规范规定$K_c=1.3$；

μ——摩擦系数；

E_a——土壤主动压力，kPa。

（7）基底应力按如下两种不同情况计算：

当 $e\leqslant\frac{B}{6}$ 时

$$P_f=\frac{N}{A}\pm\frac{M}{W}\leqslant R \tag{1-3-122}$$

式中　W——基底截面抵抗矩，m^3；

A——墙的断面积，m^2；

R——修正后岩土的承载力，kPa。

当 $e>\frac{B}{6}$ 时

$$P_f=\frac{2N}{3\left(\frac{B}{2}-e\right)} \tag{1-3-123}$$

3.6.4　硐门类型与实例

硐门类型有下列几种：

（1）端墙式，如图1-3-63之1、2所示。

（2）翼墙式，如图1-3-63之3、4、5所示。

（3）环框式，如图1-3-63之6、7所示。

（4）柱式，如图1-3-63之8所示。

（5）铁道部门采用的类型见图1-3-64。

3.6.5　硐　口　设　计

3.6.5.1　硐口位置选择的一般要求

（1）一般硐口所处的地质条件较差，岩层破碎、松软、风化较严重，当开挖时，破

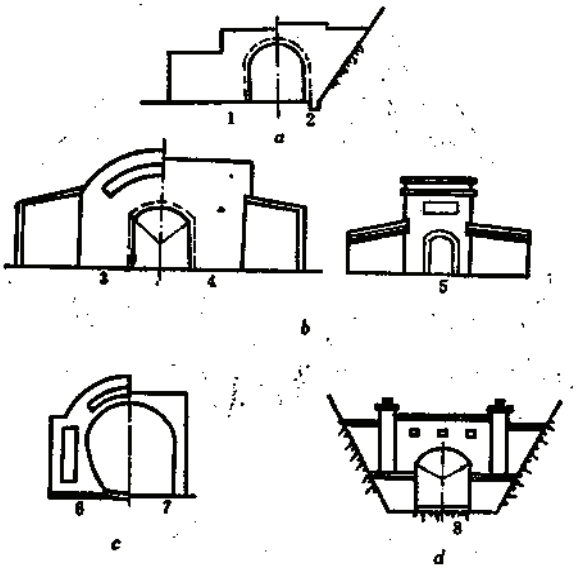


图 1-3-63 硐门类型与实例图

a 墙墙式；*b* 翼墙式；*c* 环框式；*d* 柱式

1—中条山某坑口；2—弓长岭平硐；3—中条山某平硐；4—云南某斜井；5—江西永平平硐；6—江西朝阳某斜井；7—矿山常用型式；8—云南牟定某斜井

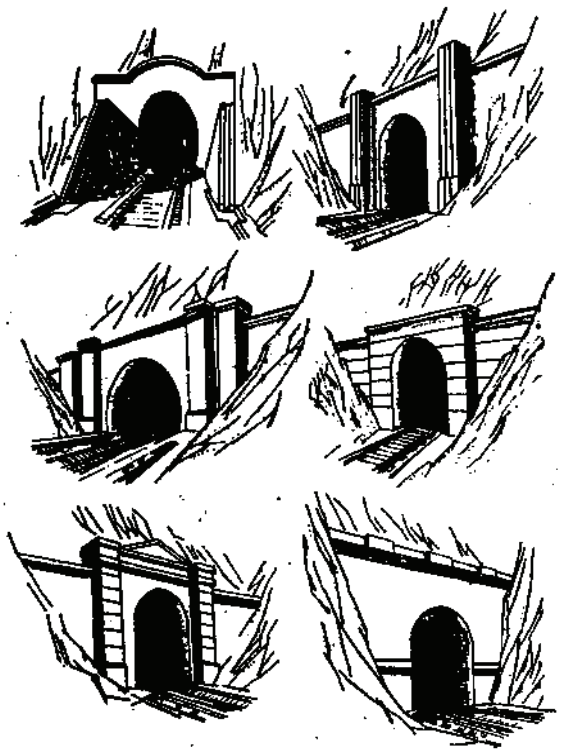


图 1-3-64 铁道部门常用的硐门类型

坏了山体原有的平衡，极易产生坍塌、顺层滑动、古滑坡复活等现象。故不少硐口需延长或接长明硐。

（2）硐口位置应根据地形、地质等条件，要着重考虑仰坡和路堑边坡的稳定等因素，从保证施工、生产和安全出发，通过经济比较，综合分析研究确定。

（3）硐口位置应尽可能选择在山坡稳定、地质条件较好，无不良地质现象之处。忌设在有滑坡、崩塌、泥石流发生的地段，尽量避开排水困难的沟谷、低洼、垭口等处；或从悬崖陡壁下通过。当不能避开时，应当采取处理措施。

（4）硐口位置的选择除要考虑地形、地质条件之外，尚应结合硐外相关工程、施工场地、便道引入、弃碴处理、施工干扰等因素。

硐口邻近有居民点时，应考虑施工爆破对人身安全以及对房屋等设施破坏的影响。位于城镇、厂矿附近的硐口，还应考虑城市、厂矿规划的需要。

3.6.5.2　不同地形地质条件的硐口位置选择

（1）从地形条件而言，硐口中线力求与地形等高线正交或接近正交，如不能满足上述要求时，要尽量以大角度斜交进硐为宜。当地形等高线与线路中心线斜交角度大于45°，且岩层整体性较好，无不良地质现象时，可以采取斜交进硐。但在松软地层中，则不宜采用斜交硐口。

（2）对于倾斜岩层、层理、片理结合很差或存在软弱结合面（夹层）的不宜大挖，以免斩断岩脚过多，引起顺层滑动或坍方的危害，宜提前进硐。

（3）当平硐线路避开堆积物进硐有困难时，不应采取清方的办法缩短硐口。若有必要还应接长明硐或采取其他措施进硐，以保持山体稳定，维护线路安全。

（4）黄土平硐硐口，在干燥无水密实，稳定的老黄土地层时，可按一定的挖深进硐，对有水或新黄土则不能大挖，硐口应避开接近冲沟，并防止硐口坡面冲蚀产生泥流等危害。

（5）傍山硐口当靠山一侧边坡较高时，常有坍方、落石、掉块的危害发生、威胁安全，宜早进硐或加接明硐。

（6）位于悬崖陡壁下的硐口，一般不宜切削原山坡，如坡面及崖壁稳定，则可贴壁进硐。如坡面有落石、掉块情况时，应酌情加接明硐或采取其他措施防护。

（7）在漫坡地形选择硐口位置时，应当考虑弃碴占用农田，改土造田，并结合硐外填挖方情况、排水条件和有利快速施工等因素。

（8）当线路沿沟引进时，硐口位置不应设于沟谷中心处。当沟底标高较高时，应设置硐口防排水工程，当水沟横跨硐口线路而过时，一般应设置桥涵排水，如下挖设置桥涵有困难时，可考虑延长平硐，接长明硐作渡槽引渡或改沟排除。

（9）在桥涵紧密相连的情况下，应考虑硐口和桥台整体关系以及相互间施工影响。

3.6.5.3　硐口边、仰坡高度的决定

硐口边、仰坡的允许开挖高度及坡度，要根据工程地质、水文地质条件决定，一般硐口在无不良地质现象的情况下，其边、仰坡最大设计开挖高度和开挖坡率，可参照表1-3-87数值选用。

3.6.5.4　硐口支护

一般平硐硐口处的支护，需要加强。硐口支护加强段长度按下式计算，见图1-3-65。

边仰坡最大开挖高度和坡率 表 1-3-87

围岩分类		坡率	最大设计开挖高度 (m)	说明
硬岩	V—Ⅵ	1:0.3～1:0.5	20～25	1.软岩坡面宜加设防护 2.老黄土无水地段可参照Ⅴ类围岩下限数值选用；新黄土无水可参照Ⅲ类围岩下限数值选用 3.本表均未考虑地下水的因素 4.本表不包括其他特种土类
	Ⅳ	1:0.5～1:0.75	20～25	
	Ⅲ	1:0.75～1:1	15～20	
软岩	Ⅴ	1:0.5～1:0.75	15～20	
	Ⅳ	1:0.75～1:1	15～20	
	Ⅲ	1:1～1:1.25	10～15	
土质	Ⅱ	1:1～1:1.25	10～15	
	Ⅱ	1:1.25～1:1.5	10～15	
	Ⅰ	1:>1.5	～10	

注：最大设计开挖高度系从路基面算起。

$$L=L_0+2h \qquad (1\text{-}3\text{-}124)$$

式中 L——加强段长度，一般不小于5m；

L_0——自硐口至平硐埋深有 2.5倍冒落拱高度处的长度，m；

h——冒落拱高度，m。

硐口支护加强段应向围岩较好地段作适当延伸，一般延伸长度为3～5m。

不支护的平硐，应在硐口不小于 5m长的地段内加设支护。

硐口支护结构计算见3·4部分。

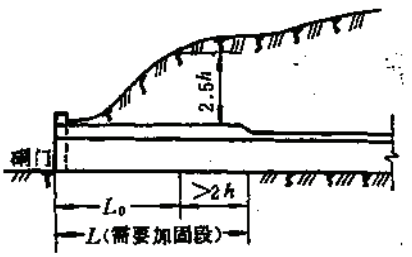


图 1-3-65 硐门支护范围图

3.7 地震区结构设计

3.7.1 设计一般规定

（1）对硐口和一些重要地下工程，当地震烈度等于或大于 8 度时，应当考虑地震的影响。

（2）验算建筑物的抗震强度和稳定性，一般只需考虑水平地震荷载。

（3）在支护结构的抗震验算中，地震荷载应与非地震荷载组合。

（4）支护结构按破坏阶段验算的构件截面强度安全系数不应小于表1-3-88所列数值。

（5）硐门的端墙与翼墙验算控制条件：

结构稳定系数：倾复稳定系数$K_0\geqslant1.2$；滑动稳定系数$K_c\geqslant1.1$。

偏心距应符合表1-3-89的规定。

地基容许承载力按非地震荷载作用下的容许值采用。

对基本承载力小于或等于500kPa且大于或等于150kPa的土提高25%，小于 150kPa 的土不提高。

结构强度安全系数表　　表 1-3-88

破坏原因	钢筋混凝土	混凝土	石砌体
混凝土或石砌体抗压极限强度		1.8	2.0
混凝土达到抗拉极限强度		2.5	
钢筋达到计算强度或混凝土达到抗压极限强度	1.8		
混凝土达到抗拉极限强度（主拉应力）	1.8		

偏心距验算要求表　　表 1-3-89

墙身截面	混凝土及石砌体		$e\leqslant 0.4B$
基底	岩石地基	硬质岩	$e\leqslant\frac{1}{3}B'$
		软质岩	$e\leqslant\frac{1}{4}B'$
	土质地基	一般土	$e\leqslant\frac{1}{5}B'$
		基本承载力<200kPa 的土	$e\leqslant\frac{1}{6}B'$

注：B及B'分别为计算墙身截面处及墙底的宽度（m）。

对节理不发育至发育的硬质岩石提高50%，其他岩石和基本承载力大于500kPa的土提高40%。

（6）平硐支护结构的水平地震荷载按下式计算：

$$q=C_zK_HP \tag{1-3-124}$$

式中　q——水平地震荷载，kPa；

C_z——综合影响系数；

K_H——水平地震系数，见表1-3-90；

水平地震系数及地震角表　　表 1-3-90

设计烈度	7	8	9
水平地震系数 K_H	0.1	0.2	0.4
地震角 η	1°30′	3°	6°

P——支护结构自重或地层柱重，kPa。

（7）地震主动土压力按挡土墙理论公式计算，但土壤内摩擦角、土体重力密度应分别以（$\varphi-\eta$）、$\frac{\gamma}{\cos\eta}$代换。地震角η按表1-3-90采用；

（8）硐门端墙及硐口挡墙、翼墙的水平地震荷载按下式计算：

$$q_i = C_z K_H \psi_i P_i \tag{1-3-125}$$

式中 q_i——结构自重水平地震荷载，kPa；

C_z——综合影响系数，硬质岩石地基采用0.2，其他地基采用0.25；

ψ_i——沿墙高分布系数，当$H \leqslant 12$m时$\psi_i = 1$；当$H > 12$m时，$\psi_i = 1 + \frac{h_i}{H}$；

P_i——验算截面以上的结构自重，kN；

H——墙高，m；

h_i——验算截面以上结构的重心至墙底的高度，m；

其他符号同前。

（9）由于地震，建筑物承受到一种惯性力，这种地震水平惯性力对地下支护结构按以下两种情况考虑：

地震水平惯性力的方向横交巷道纵轴的情况；

地震水平惯性力的方向沿巷道纵轴的情况，但仅硐门及硐口一段支护结构考虑此种力的作用。

3.7.2 地震荷载计算

3.7.2.1 硐门的水平地震荷载

（1）结构自重地震水平惯力，按(1-3-125)进行计算，作用点在结构的重心处。

（2）侧向土压力增量：

$$E = \frac{\gamma}{2\cos\eta} H^2 \lambda \tag{1-3-126}$$

式中 E——由地震引起的侧向土压力，kN/m；

γ——墙背土壤重力密度，kN/m³；

H——墙的计算高度，m；

λ——侧压力系数，按表1-3-80内所列公式计算，也可按表1-3-81选取，但表中的φ需以$(\varphi - \eta)$代之；

其他符号同前。

3.7.2.2 浅埋平硐的水平地震荷载

（1）地层柱水平惯力，见图1-3-66，图1-3-67。

按地层柱全高计算，作用点在地层柱重心处，其地层柱水平惯力为：

$$\left.\begin{aligned} q_1 &= C_z K_H \gamma H_V \left(1 - \frac{\lambda H_V \mathrm{tg}\theta}{B}\right) \\ \lambda &= \frac{\mathrm{tg}\beta - \mathrm{tg}\varphi}{\mathrm{tg}\beta[1 + \mathrm{tg}\beta(\mathrm{tg}\varphi - \mathrm{tg}\theta) + \mathrm{tg}\varphi_g \cdot \mathrm{tg}\theta]} \\ \mathrm{tg}\beta &= \mathrm{tg}\varphi - \sqrt{\frac{(\mathrm{tg}^2\varphi + 1)\mathrm{tg}\varphi_g}{\mathrm{tg}\varphi - \mathrm{tg}\theta}} \end{aligned}\right\} \tag{1-3-127}$$

式中 q_1——硐顶地层柱水平惯力，kPa；

H_V——硐顶地层柱的高度，m；

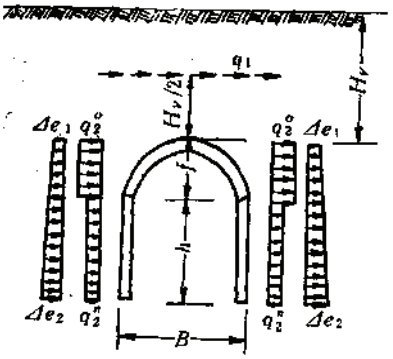


图 1-3-66　拱顶直墙式结构

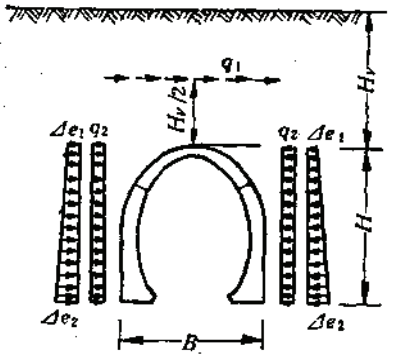


图 1-3-67　曲墙式结构

φ——围岩计算摩擦角(°)；

θ——地层柱两侧摩擦角(°)；

其他符号同前。

（2）侧向土压力增量，见图1-3-66，图1-3-67。

为安全和简化计算，结构两侧均用同一内摩擦角$(\varphi-\eta)$来计算侧压力，此时两侧侧压力增量为同一数值，其分布为反对称：

$$\left.\begin{aligned}
&\Delta e_1=\gamma H_V(\lambda'-\lambda)\\
&\Delta e_2=\gamma(H+H_V)(\lambda'-\lambda)\\
&\lambda'=\frac{1}{\mathrm{tg}\beta'}\cdot\frac{\mathrm{tg}\beta'-\mathrm{tg}(\varphi-\eta)}{1+\mathrm{tg}\beta'[\mathrm{tg}(\varphi-\eta)-\mathrm{tg}\theta]+\mathrm{tg}(\varphi-\eta)\cdot\mathrm{tg}\theta}\\
&\mathrm{tg}\beta'=\mathrm{tg}(\varphi-\eta)+\sqrt{\frac{[\mathrm{tg}^2(\varphi-\eta)+1]\mathrm{tg}(\varphi-\eta)}{\mathrm{tg}(\varphi-\eta)-\mathrm{tg}\theta}}
\end{aligned}\right\}\qquad(1\text{-}3\text{-}128)$$

式中　Δe_1、Δe_2——分别为拱顶和墙底处的侧向土压力增量，kPa；

λ'——地震时围岩侧压力系数；

β'——地震时土体破裂角(°)。

（3）结构自重地震水平惯力，见图1-3-66，图1-3-67。

为简化计算，拱圈自重水平惯力视为沿拱矢高均匀分布。边墙部分视其形状而定，若顶底侧压差不大，可按全墙高度均匀分布；若顶底侧压差较大，则按梯形或台阶形分布。作用点在结构重心处。

拱顶直墙式结构自重水平惯力：

$$\left.\begin{aligned}
q_2^0&=C_ZK_H\frac{G_0}{f}\\
q_2^n&=C_ZK_H\frac{G_n}{h}
\end{aligned}\right\}\qquad(1\text{-}3\text{-}129)$$

式中　q_2^0、q_2^n——分别为拱圈、边墙水平惯力，kPa；

G_0、G_n——分别为拱圈自重的一半和一侧边墙的自重，kN；

f——拱圈外缘的高度，m；

h——边墙高度，m。

曲墙式结构自重的水平惯力：

$$q_2 = C_Z K_H \frac{G}{H} \tag{1-3-130}$$

式中 q_2——结构自重水平惯力，kPa；

G——结构自重的一半，kN；

H——结构总高度，m；

其他符号同前。

3.7.2.3 深埋平硐的水平地震荷载

（1）垂直荷载的水平惯力，见图1-3-68。

地震时，结构上部的冒落拱高度：

$$h_1 = \frac{1}{f_{hp}}\left[a + H\mathrm{tg}\left(45° - \frac{\varphi - \eta}{2}\right)\right] \tag{1-3-131}$$

垂直荷载的水平惯力：

$$q_1 = C_Z K_H \gamma h_1 \tag{1-3-132}$$

（2）侧向土压力增量为：

$$\Delta e = \gamma\left(h_1 + \frac{H}{2}\right)\mathrm{tg}^2\left(45° - \frac{\varphi - \eta}{2}\right) \tag{1-3-133}$$

（3）结构自重水平惯力，按式(1-3-129)或式(1-3-130)进行计算。

3.7.2.4 地震时围岩弹性抗力

为简化计算，假定弹性抗力作用范围及形状与非地震时相同，唯其方向与地震力方向相反，见图1-3-69。

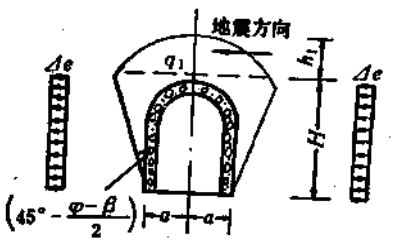


图 1-3-68 地震荷载图

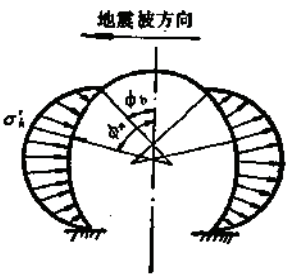


图 1-3-69 地震时围岩弹性抗力图

地震时围岩弹性抗力强度：

$$\left.\begin{aligned} \sigma'_i &= \sigma'_h \frac{\cos^2\phi_b - \cos^2\phi_i}{\cos\phi_h - \cos^2\phi_m} \\ \sigma'_h &= \delta' K \end{aligned}\right\} \tag{1-3-134}$$

式中 σ'_i——地震时围岩弹性抗力强度，kPa；

δ'——最大抗力点处的径向位移，m；

σ'_h——围岩应力；

ϕ_i——计算点的角度。

7.3.2.5　纵向地震水平惯力

纵向地震水平惯力取硐口一段支护结构来计算，在结构任一截面内弯矩可采用下述两个简图所确定的弯矩之和。

（1）水平梁如图1-3-70a所示，计算如下：

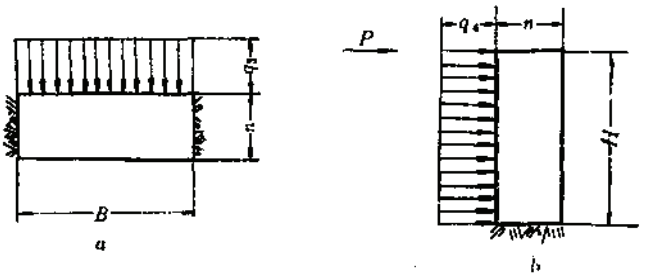


图 1-3-70　荷载分布图

a—水平梁；b—竖向梁

两端固定，跨度为支护结构的跨度，全长作用有均布的地震荷载q_3：

$$q_3 = q_1 n \tag{1-3-135}$$

式中　q_3——水平梁的均布地震荷载，kN/m；

n——一段支护结构的长度，m。

（2）竖向梁如图1-3-70b所示

一端固定，跨度为支护结构的高度，全长作用有相当于结构半个跨度的地震力所产生的均布荷载q_4，而在自由端作用有一集中力P。

$$\left.\begin{aligned} q_4 &= C_z K_H \frac{G}{H} n \\ P &= \frac{1}{2} q_3 B \end{aligned}\right\} \tag{1-3-136}$$

式中　q_4——竖向梁均布地震荷载，kN/m；

G——结构自重的一半，当为拱顶直墙式结构，$G = G_0 + G_n$，kN；

P——作用在竖向梁自由端的集中力，kN；

其他符号同前。

3.7.3　支 护 结 构 计 算

3.7.3.1　在横向地震力作用下结构内力计算

支护结构的抗震验算，一般按非地震荷载和地震荷载作用下分别进行验算，然后将两者内力叠加，即为结构的内力。

下面仅就在地震荷载作用下进行结构内力分析。

1. 基本结构

如图1-3-71所示，由于支护结构是对称的，而荷载是反对称的，所以拱顶的冗力x_1、x_2均为零，x_3不为零。

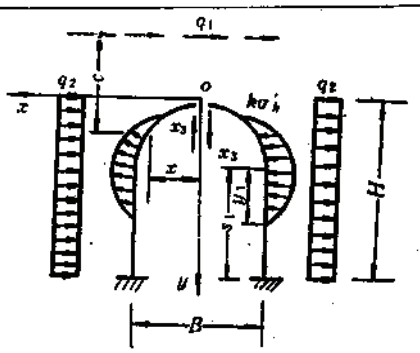


图 1-3-71 基本结构图

2. 变位计算

结构在水平力作用下，拱圈产生很大的挠曲，拱圈截面中的轴向力N不大（因为水平力$x_2=0$），因此可以忽略轴向力对变形的影响。

$$\left.\begin{aligned}\delta_{33}&=\int_0^{\frac{s}{2}}\frac{x^2}{EI}ds\\ \Delta_{3q}&=\int_0^{\frac{s}{2}}\frac{M_q x}{EI}ds\\ \Delta_{3\beta}&=\frac{1}{2}\cdot\frac{M_{dq}+\frac{1}{2}Bx_3}{KI_d}\end{aligned}\right\}\tag{1-3-137}$$

式中 M_q——地震荷（包括弹性抗力）对结构产生的力矩，kN·m；

M_{dq}——地震荷载（包括弹性抗力）对边墙产生的力矩，kN·m；

I_d——边墙底截面的惯性矩，m^4。

3. 求冗力x_3

正则方程式为

$$x_3\delta_{33}+\Delta_{3q}+\Delta_{3\beta}=0\tag{1-3-138}$$

由此得x_3：

$$x_3=-\frac{\Delta_{3q}}{\delta_{33}}-\frac{\Delta_{3\beta}}{\delta_{33}}\tag{1-3-139}$$

从(1-3-139)求得的x_3中含有未知数δ_k，用下式求之：

$$\left.\begin{aligned}\delta_k&=\delta_{kq}+x_3\delta_{k3}+\delta_{k\beta}\\ \delta_{kq}&=\int_0^{s_1}\frac{M_q y_1 ds}{EI}\\ \delta_{k3}&=\int_0^{s_1}\frac{xy_1 ds}{EI}\\ \delta_{k\beta}&=\frac{M_{kq}+\frac{1}{2}x_3B}{KI_d}\cdot S_1\end{aligned}\right\}\tag{1-3-140}$$

由(1-3-140)式求得的δ_k值代入(1-3-139)式，即得x_3。

4. 结构任一截面内力

拱圈各截面在地震荷载作用下的内力按下式计算：

$$M_i=\pm(M_{pi}+x_3x_i)\tag{1-3-141}$$

式中 M_{pi}——地震荷载（包括弹性抗力）对任一截面的力矩，kN·m。

在检核截面强度时，轴向力可以不计。

最后将地震荷载与非地震荷载及其他荷载作用下的截面内力叠加即可。

3.7.3.2　在纵向地震力作用下结构内力计算

结构任一截面内的弯矩由下式计算，见图1-3-72*b*所示。

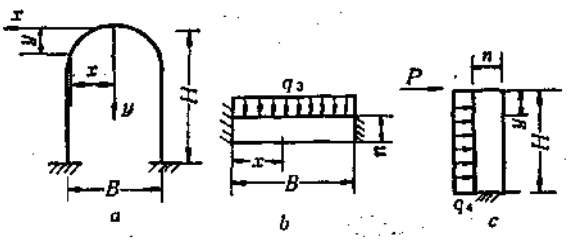


图 1-3-72　结构内力计算图

$$M'_i = \frac{1}{2}q_3B^2\left(\frac{1}{12}-\frac{x^2}{B^2}\right) \tag{1-3-142}$$

由图1-3-72*c*得

$$M''_i = -\left(\frac{1}{2}q_4y^2+Py\right) \tag{1-3-143}$$

因此各截面的弯矩为

$$M_i = M'_i + M''_i \tag{1-3-144}$$

在地震力作用下，结构任一截面的应力为

$$\sigma_i = \frac{M_i}{W_i} \tag{1-3-145}$$

式中　M'_i——水平梁距左端为x截面的弯矩，kN·m；

M''_i——竖向梁距自由端为y截面的弯矩，kN·m；

M_i——同一截面的总弯矩，kN·m；

σ_i——结构任一截面的应力，kPa；

W_i——结构截面的抵抗矩，m^3。

3.7.3.3　硐门算例

1.设计资料

（1）仰坡率1∶1.25；

（2）岩体内摩擦角$\varphi=43°$；

（3）岩体重力密度$\gamma=20kN/m^3$；

（4）浆砌毛料石重力密度$\gamma=22kN/m^3$，$f=3300kPa$；

（5）钢筋混凝土重力密度$\gamma=25kN/m^3$；

（6）岩石容许承载力$R=200kPa$；

（7）基底摩擦系数$\mu=0.6$；

（8）冻结深度$h=0.75m$；

（9）地震烈度8度；

（10）墙身坡度：端墙10:1；翼墙5:1

端墙用钢筋混凝土浇注，翼墙用浆砌毛料石砌筑。

2.硐门尺寸

按规范要求设计硐门端、翼墙尺寸。

初选硐门端墙厚度$B_1=1.0$m，翼墙厚$B_2=1.0$m。

硐门计算图如图1-3-73所示。截取端墙墙趾前之翼墙宽1m的条带为计算条，如图1-3-73中的Ⅰ部分。取端墙最不利的Ⅱ部分为计算条。

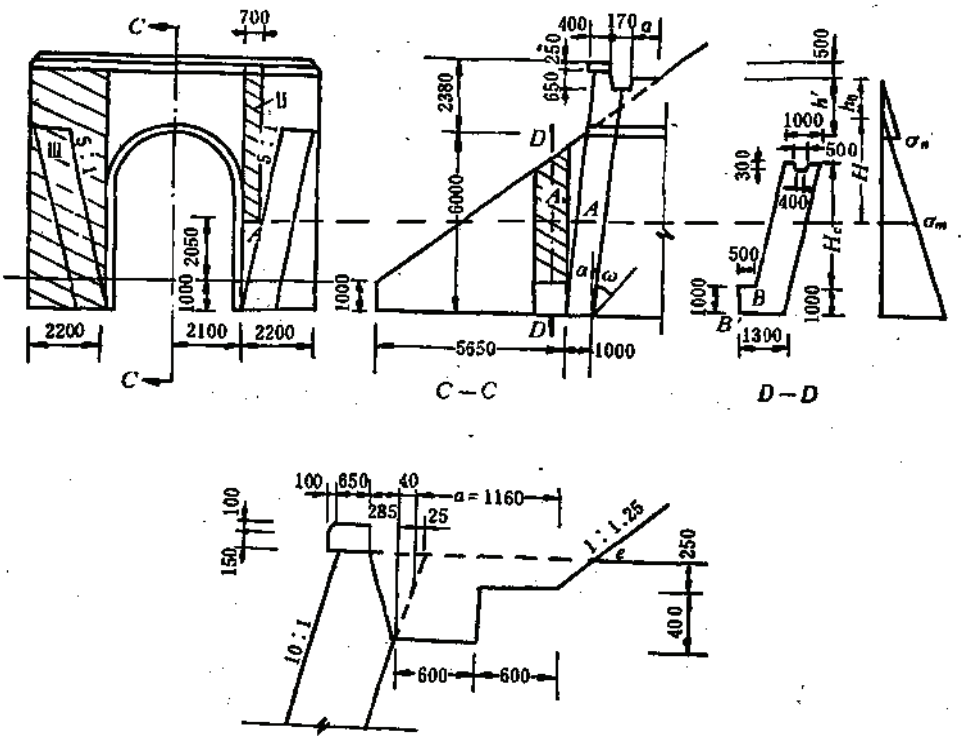


图 1-3-73 硐门结构图

3.翼墙稳定和强度验算

1）翼墙墙身偏心距验算

（1）翼墙计算条平均高度

翼墙计算条平均高度为

$$H_e=6-\left(6\times\frac{1}{10}+0.5\right)\times\frac{1}{1.25}-1.05=4.07\text{m}$$

（2）墙背主动土压力

查表1-3-81及表1-3-82得硐门土压力系数为

端墙：$\lambda_1=0.3704$；$\omega=42°37'$ $\text{tg}\omega=0.9203$

翼墙：$\lambda_2=0.138$

$$E=\frac{\gamma}{2\cos\eta}H_e^2\lambda_2=\frac{20}{2\times\cos3°}\times4.07^2\times0.138=22.89\text{kN/m}$$

（3）翼墙自重地震水平惯力

自重：

$$P_2=\left(4.07\times1.0-\frac{0.5+0.4}{2}\times0.3\right)\times22=86.57\text{kN}$$

$$q_2=C_xK_H\psi_iP_2=0.2\times0.2\times1\times86.57=3.46\text{kN}$$

（4）对B点的倾复力矩

翼墙重心至B点的水平距离为0.893m，垂直距离为1.97m。

倾复力矩：

$$M_B=\frac{1}{3}EH+q_2h_2=\frac{1}{3}\times22.89\times4.07+3.46\times1.97$$
$$=37.87\text{kN}\cdot\text{m}$$

（5）稳定力矩

稳定力矩为：

$$M_y=\gamma_0\gamma_G\times86.57\times0.893=1.1\times1.2\times86.57\times0.893=102.05\text{kN}\cdot\text{m}$$

（6）偏心距验算

偏心距验算如下：

$$c=\frac{M_y-M_B}{1.32P_2}=\frac{102.05-37.87}{1.32\times86.57}=0.562\text{ m}$$

$$e=\frac{b}{2}-c=\frac{1.0}{2}-0.562=-0.062\text{m}<0.3\text{b}=0.3\text{m}\ （可）$$

（7）墙身强度验算

墙身强度验算为：

$$M_k=86.57\times0.893-3.46\times1.97-22.89\times\frac{1}{3}\times4.07=39.44\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$r_a=1$$

$$e_k=\frac{M_k}{P_2}=\frac{39.44}{86.57}=0.456\text{m}$$

$$e_a=\frac{4070}{300}=14\text{mm}$$

$$e=e_k+e_a=0.47\text{m}$$

$$h=3.5i=3.5\times0.289\times1=1.012\text{m}$$

$$\frac{e}{h}=\frac{0.47}{1.012}=0.46$$

$$\beta=\frac{1.5H}{h}=\frac{1.5\times4.07}{1.012}=6$$

查附录表附-5-11得，$\varphi=0.218$

$$N=r_a\varphi Af=1\times0.218\times1\times1\times0.85\times3300$$
$$=611.49>1.32\times86.57=114.27\text{kN}\ （可）$$

2）翼墙基底的验算

（1）墙背主动土压力

墙背主动土压力为：

$$E'=\frac{\gamma}{2\cos\eta}H^2\lambda_2=\frac{20}{2\cos3^\circ}\times(4.07+1.0)^2\times0.138=35.52\text{kN/m}$$

（2）翼墙自重地震水平惯力

自重：

$$P_1 = 86.57 + \frac{1.5+1.3}{2} \times 1.00 \times 22 = 117.37\text{kN}$$

$$q_1 = C_a K_H \psi_i P_1 = 0.2 \times 0.2 \times 1 \times 117.37 = 4.69\text{kN}$$

（3）对B'点的倾复力矩

基础部分的重心至B'点的水平距离为0.701m，垂直距离为0.512m。

$$M'_B = \frac{1}{3} \times (4.07+1.0) \times 35.52 + 3.46 \times (1.97+1.0) + (4.69-3.46) \times 0.512$$
$$= 70.93$$

（4）对B'点的稳定力矩

对B'点的稳定力矩为：

$$M'_Y = 1.32 \times 86.57 \times (0.893+0.5) + 1.32 \times (117.37-86.57) \times 0.701$$
$$= 187.68\text{kN·m}$$

（5）稳定验算

稳定验算如下：

$$K_0 = \frac{M_Y'}{M_B'} = \frac{187.68}{70.93} = 2.64 > 1.2(\text{可})$$

$$K_C = \frac{\mu \Sigma P}{E' + q_1} = \frac{0.6 \times 117.37 \times 1.32}{35.52 + 4.69} = 2.31 > 1.1(\text{可})$$

（6）基底偏心距及压力验算

基底偏心距及压力验算为：

$$c' = \frac{M_Y' - M_B'}{P_1} = \frac{187.68/1.32 - 70.93}{117.37} = 0.607\text{m}$$

$$e' = \frac{b}{2} - c' = \frac{1.3}{2} - 0.607 = 0.043\,m < \frac{b'}{4} = \frac{1.3}{4} = 0.325\text{m}$$

$$P_f = \frac{P_1}{A}\left(1 \pm \frac{6e'}{b'}\right) = \frac{117.37}{1 \times 1.3} \times \left(1 \pm \frac{6 \times 0.043}{1.3}\right)$$
$$= \begin{matrix}108.20\text{kPa} \\ 72.37\text{kPa}\end{matrix} < R = 1.2 \times 200 = 240\text{kPa}\ (\text{可})$$

4.端墙的验算

取轨面以上1.65m处宽0.7m的条带为计算条，如图1-3-73中的Ⅱ部分。

1）尺寸计算

尺寸计算如下：

$$a = 0.6 + 0.6 - 0.04 = 1.16\text{m}$$

由$h_0 = \frac{1}{1.25}(a + 0.1h_0)$算得

$$h_0 = \frac{1.16}{1.15} = 1.009\text{m}$$

$$h_0 + H = 8.38 - 1.00 - (1.65 + 0.4) - 0.5 = 4.83\text{m}$$
$$H = 4.83 - h_0 = 4.83 - 1.009 = 3.821\text{m}$$

由表1-3-80求得

$$h' = \frac{a}{\text{tg}\omega - \text{tg}\alpha} = \frac{1.16}{0.9203 - 0.1} = 1.414\text{m}$$

$$h' - h_0 = 1.414 - 1.009 = 0.405\text{m}$$

$$H+h_0-h'=3.821+1.009-1.414=3.416\text{m}$$

2）主动土压力

主动土压力为：

$$\sigma_h'=\frac{\gamma}{\cos\eta}h'\left(1-\frac{h_0}{h'}\right)\lambda_1=\frac{20}{\cos3^\circ}\times1.414\times\left(1-\frac{1.009}{1.414}\right)\times0.3704$$

$$=3.00\text{kPa}$$

$$\sigma_H=\frac{\gamma}{\cos\eta}H\lambda_1=\frac{20}{\cos3^\circ}\times3.821\times0.3704=28.34\text{kPa}$$

$$E=\frac{1}{2}(\sigma_H H+\sigma_h'h_0)\times0.7=\frac{1}{2}(28.34\times3.821+3\times1.009)\times0.7$$

$$=38.96\text{kN/m}$$

3）自重地震水平惯力

墙身自重：

$$P_1=\left[(H+h_0+0.25)\times1.0-\frac{1}{2}\times(0.285+0.065)\times0.65+0.75\times0.25-\right.$$

$$\left.-\frac{1}{2}\times0.1^2\right]\times0.7\times25=90.10\text{kN}$$

$$q_1=C_Z K_H\psi_i P_1=0.2\times0.2\times1\times90.10=3.60\text{kN}$$

4）倾复力矩

倾复力矩为：

$$M_0=\left\{\frac{1}{3}H\frac{1}{2}\sigma_H H+\left[\frac{1}{3}h'+(H+h_0-h')\right]\times\frac{1}{2}\sigma_h'h'-\left[\frac{1}{3}(h'-h_0)+\right.\right.$$

$$\left.\left.+(H+h_0-h')\right]\times\frac{1}{2}\sigma'_h(h'-h_0)\right\}\times0.7+\frac{1}{2}(H+h_0+0.25)q_1$$

$$=\left\{\frac{1}{6}\times28.34\times3.821^2+\left[\frac{1}{3}\times1.414+3.416\right]\times\frac{1}{2}\times3\times1.414-\left[\frac{1}{3}\times\right.\right.$$

$$\left.\left.\times0.405+3.416\right]\times\frac{1}{2}\times3\times0.405\right\}\times0.7+\frac{1}{2}\times5.08\times3.6=61.68\text{kN}\cdot\text{m}$$

5）稳定力矩

端墙计算条重心至A点的水平距离为0.77m，垂直距离为2.583m，稳定力矩为：

$$M_y=1.32\times90.10\times0.77=91.58\text{kN}\cdot\text{m}$$

6）偏心距验算

偏心距验算如下：

$$C=\frac{M_Y-M_0}{P_1}=\frac{91.58/1.32-61.68}{90.1}=0.085$$

$$e=\frac{b}{2}-C=\frac{1.0}{2}-0.085=0.415>0.4b=0.4\text{m}$$

需加大端墙尺寸或配筋。

7）墙身强度验算

墙身强度验算如下：

$$M=91.58-3.60\times2.583-\frac{1}{2}\sigma_H H\times0.7\times\frac{H}{3}-\frac{1}{2}\sigma_h'h_0\times0.7\times$$

$$\times\left(H+h_0-\frac{2}{3}h'\right)=29.9\text{kN}\cdot\text{m}$$

$N=90.1\text{kN}$

弯矩作用平面的强度验算

$$M=\frac{\gamma_m f_{tc}bh^2}{6}=\frac{1.75\times1.05\times700\times1000^2}{6}=214.38\text{kN}\cdot\text{m}>29.9\text{kN}\ (可)$$

轴心受压强度验算

$$e_0=\frac{M}{N}=\frac{29.9}{90.1}=0.33\text{m}$$

$$\frac{L_0}{b}=\frac{1.5\times5.08}{0.7}=11，查表附-4-11得\varphi=0.84$$

$$N=\varphi f_{cc}b(h-2e_0)=0.84\times9.5\times700\times(1000-330)$$
$$=1899\text{kN}>90.1\text{kN}\ (可)$$

5. 端墙与翼墙共同作用验算

1）主动土压力

取计算条宽$b=2.2\text{m}$

$$H_0+h_0=8.38-0.5=7.88$$
$$H_0=7.88-h_0=7.88-1.009=6.871\text{m}$$

$$\sigma_{Hc}=\frac{\gamma}{\cos3^\circ}H_0\lambda_1=20.03\times6.871\times0.3704=50.97\text{kPa}$$

$$E_0=\left(\frac{1}{2}\sigma_{H0}H_0+\frac{1}{2}\sigma_h'h_1\right)\times2.2=\left(\frac{1}{2}\times50.97\times6.871+\frac{1}{2}\times3\times1.009\right)\times2.2$$
$$=388.51\text{kN}$$

2）墙身自重

端墙自重：

$$P_1=\left[(8.38-0.25)\times1.0-\frac{1}{2}\times0.35\times0.65+0.75\times0.25-\frac{1}{2}\times0.1^2\right]\times2.2\times25$$
$$=450.93\text{kN}$$

翼墙自重：

$$P_2=\left[\frac{1}{2}\times(5.65+0.1)\times(6-1)+\frac{1}{2}\times(5.65+5.65+0.1)\times1\times\frac{1.5+1.3}{2}\right.$$
$$\left.-\frac{0.4+0.5}{2}\times0.3\times5\times\sqrt{1+1.25^2}\right]\times22=468.04\text{kN}$$

3）地震水平惯力

地震水平惯力为：

$$P=C_Z K_H\psi_i(P_1+P_2)=0.2\times0.2\times1\times(450.93+468.04)$$
$$=36.76\text{kN}$$

4）端、翼墙共同作用滑动稳定

端、翼墙共同作用滑动稳定为：

$$K_c=\frac{\mu(P_1+P_2)}{E+P}=\frac{0.6\times1.32(450.93+468.04)}{388.51+36.76}=1.7>1.1\ (可)$$

3.8 水　沟

3.8.1 水沟设计一般规定

（1）水沟位置一般设在人行道一侧或空车线一侧。

（2）在下列情况下，水沟也可设在巷道的中间：

在专用排水巷道中；

在有仰拱的巷道中；

铺设整体道床的巷道中。

（3）水沟的设置应尽量避免穿越线路或少穿越线路。

（4）水沟坡度与平巷坡度相同，一般不小于3‰，巷道底板的横向排水坡度不小于2‰；

（5）隧道内的水沟坡度应与线路坡度一致。在隧道中的分坡平道范围内和车站内，排水沟底板应有不小于3‰的坡度。隧道底板横向排水坡度不小于2‰；

（6）地表水（路堑水）不准流入平硐和隧道内。

（7）对于短、小隧道，路堑水量较小，含泥砂量少，修筑反向侧水沟土方量大时，路堑水也可流经隧道，但应验算水沟断面积大小，并在高端硐口处设置沉淀池。

（8）水沟中的最大水流速度，当混凝土支护时为5～10m/s；木支护时为6.5m/s；不支护时为3～4.5m/s。

（9）水沟中的最小水流速度应满足泥砂不沉淀的条件，且不应小于0.5m/s。

（10）将水沟设在巷道一侧时，应注意下列几个问题：

在支护巷道中的水沟，在靠边墙一侧应加宽基础100mm，以便铺设水沟盖板。水沟的底板一般情况下高于结构基础面50～100mm。

在梯形和不规则断面形状的巷道中，水沟不应沿棚脚窝开凿，水沟一侧的掘进面距棚脚不应小于300mm。

（11）水沟断面形状一般为等腰梯形、直角梯形和矩形，如图1-3-74所示。水沟侧邦坡度，当为混凝土或不支护时，一般为1:0.1～1:0.25。

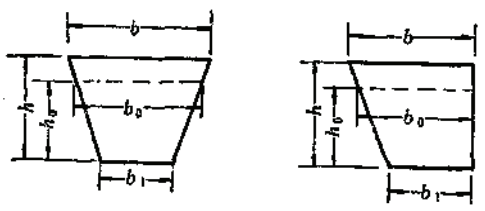


图 1-3-74　水沟断面形状图

（12）平巷水沟盖板一般采用钢筋混凝土预制板，也有采用木制的，木制盖板厚度一般为40mm左右；钢筋混凝土盖板厚度为50mm，宽为600mm。

（13）井底车场、主要运输平巷水沟盖板与道碴面齐平，中段运输平巷水沟盖板底面与巷道底板齐平。

（14）水沟充满度取0.75。

（15）泄水孔每3～6m设一个，其尺寸为40×40mm。

3.8.2 水沟断面计算

3.8.2.1 水沟的净断面积

水沟的净断面积为：

$$s=\frac{1}{2}(b_1+b_2)h \tag{1-3-146}$$

式中 s——水沟的净断面积，m^2；

b_1——水沟净断面下宽，m；

b_2——水沟净断面上宽，m；

h——水沟净断面深度，m。

3.8.2.2 水沟的有效断面积

水沟的有效断面积为：

$$s_0=0.75\,s=\frac{0.75}{2}(b_1+b_2)h=\frac{1}{2}(b_0+b_1)h_0 \tag{1-3-147}$$

式中 b_0——水沟有效断面上宽，m；

h_0——水沟有效断面深度，m。

3.8.2.3 水沟有效断面上宽b_0

（1）等腰梯形水沟有效断面的上宽：

$$\left.\begin{aligned}&b_0=b_1+2mh_0\\&h_0=\frac{-b_1+\sqrt{b_1^2+3ms}}{2m}\end{aligned}\right\} \tag{1-3-148}$$

（2）直角梯形水沟有效断的上宽：

$$\left.\begin{aligned}&b_0=b_1+mh_0\\&h_0=\frac{-b_1+\sqrt{b_1^2+0.75ms}}{m}\end{aligned}\right\} \tag{1-3-149}$$

3.8.2.4 水沟流量计算

水沟流量为：

$$\left.\begin{aligned}&Q=s_0v\\&v=C\sqrt{Ri}\\&C=\frac{1}{n}R^y\\&R=\frac{s_0}{P}\\&P=b_1+2h_0\sqrt{1+m^2}\ \text{（等腰梯形）}\\&P=b_1+h_0(1+\sqrt{1+m^2})\ \text{（等腰梯形）}\\&Y=2.5\sqrt{n}-0.13-0.75\sqrt{R}(\sqrt{n}-0.1)\end{aligned}\right\} \tag{1-3-150}$$

式中 Q——水沟流量，m^3/s；

v——水流速度，m/s；

流速系数 C 值表

表 1-3-91

序号	R	n													
		0.011	0.012	0.013	0.014	0.015	0.017	0.018	0.02	0.0225	0.025	0.0275	0.03	0.035	0.04
1	0.01	49.55	43.09	37.86	32.51	29.85	24.11	21.82	18.11						
2	0.02	54.30	47.64	42.18	37.62	33.78	27.68	25.23	21.21						
3	0.03	57.19	50.53	44.96	40.17	36.31	30.01	27.45	23.26						
4	0.04	59.54	52.69	47.03	42.26	38.22	31.77	29.15	24.84						
5	0.05	61.17	54.41	48.69	43.87	39.77	33.21	30.54	26.13						
6	0.06	62.83	55.88	50.10	45.24	41.08	34.43	31.72	27.23						
7	0.07	64.14	57.13	51.31	46.41	42.25	35.51	32.75	28.22						
8	0.08	65.17	58.25	52.40	47.46	43.24	36.45	33.68	29.07						
9	0.09	66.30	59.24	53.37	48.40	44.16	37.31	34.51	29.85						
10	0.10	67.36	60.33	54.46	49.43	45.07	38.00	35.06	30.85	26.00	22.4	19.6	17.3	13.8	11.2
11	0.12	69.00	61.92	56.00	50.86	46.47	39.29	36.34	32.05	27.10	23.5	20.6	18.3	14.7	12.1
12	0.14	70.36	63.25	57.30	52.14	47.74	40.47	37.50	33.10	28.20	24.0	21.6	19.9	15.4	12.8
13	0.16	71.64	64.50	58.46	53.29	48.80	41.53	38.50	34.05	29.10	25.4	22.4	19.9	16.1	13.4
14	0.18	72.73	65.58	59.46	54.29	49.80	42.47	39.45	34.90	30.20	26.2	23.10	20.6	16.8	14.0
15	0.20	73.73	66.50	60.46	55.21	50.74	43.35	40.28	35.65	30.8	26.9	23.8	21.3	17.4	14.5
16	0.22	74.64	67.42	61.31	56.07	51.54	44.11	40.89	36.40	31.5	27.6	24.2	21.9	17.9	15.0
17	0.24	75.55	68.23	62.08	56.86	52.34	44.88	41.78	37.05	32.5	28.3	25.0	22.5	18.5	15.5
18	0.26	76.27	69.00	62.85	57.75	53.00	45.53	42.45	37.70	32.8	28.8	25.6	23.0	18.9	16.0
19	0.28	77.00	69.75	63.54	58.29	53.67	46.17	43.06	38.25	33.4	29.4	26.2	23.5	19.4	16.4
20	0.30	77.73	70.42	64.23	58.93	54.34	46.82	43.67	38.85	33.9	29.9	26.6	24.0	19.9	16.8

续表

序号	R	n													
		0.011	0.012	0.013	0.014	0.015	0.017	0.018	0.02	0.0225	0.025	0.0275	0.03	0.035	0.04
21	0.32	78.36	71.08	64.85	59.50	54.94	47.35	44.23	39.35						
22	0.34	79.00	71.67	65.46	60.07	55.47	47.94	44.78	39.85						
23	0.36	79.64	72.25	66.00	60.64	56.07	48.47	45.28	40.35						
24	0.38	80.18	72.75	66.54	61.22	56.64	48.94	45.78	40.80						
25	0.40	80.73	73.23	67.08	61.72	57.07	49.41	46.28	41.25	36.1	32.2	28.8	26.0	21.8	18.6
26	0.45	81.91	74.50	68.23	62.86	58.20	50.53	47.34	42.30	37.5	33.1	29.1	26.9	22.6	19.4
27	0.50	83.09	75.67	69.31	63.30	59.27	51.59	48.39	43.25	38.2	34.0	30.6	27.8	23.4	20.1
28	0.55	84.09	76.67	70.31	64.93	60.20	52.53	49.28	44.10	39.0	34.8	31.3	28.5	24.0	20.7
29	0.60	85.09	77.58	71.23	65.86	61.14	53.41	50.17	44.90	39.8	35.5	32.0	29.2	24.7	21.3
30	0.65	86.00	78.42	72.08	66.64	61.94	54.17	50.95	45.70	40.4	36.2	32.7	29.8	25.3	21.9
31	0.70	86.82	79.25	72.93	67.50	62.74	59.94	51.73	46.40	41.0	36.9	33.3	30.4	25.8	22.4
32	0.75	87.55	80.00	73.69	68.22	63.43	55.70	52.45	47.05	41.8	37.5	33.9	31.0	26.3	22.7
33	0.80	88.27	80.75	74.46	68.93	64.20	56.35	53.12	47.70	42.3	38.0	34.5	31.5	26.8	23.4
34	0.85	89.00	81.50	75.08	69.57	64.87	57.06	53.78	48.30	42.9	38.5	35.0	31.9	27.3	23.6
35	0.90	89.64	82.17	75.69	70.22	65.47	57.64	54.39	48.90	43.5	38.9	35.4	32.3	27.6	24.1
36	0.95	90.27	82.50	76.31	70.86	66.07	58.23	54.90	49.50	44.1	39.5	36.0	32.8	28.1	24.6
37	1.00	90.91	83.33	76.92	71.41	66.67	58.82	55.56	50.00	44.6	40.0	36.5	33.3	28.6	25.0

C——流速系数，可查表1-3-91；

R——水力半径，m；

P——水沟有效断面湿周长，m；

n——水沟壁粗糙系数，可查表1-3-92；

y——指数，可简化为：当$R<1$m时，$y=1.5\sqrt{n}$；当$R>1$m时，$y=1.3\sqrt{n}$。

n 值 表 表 1-3-92

壁面性质	壁面情况	
	良好	普通
混凝土支护	0.014	0.016
涂水泥砂浆的砖砌体及铸铁管	0.013	0.015
水泥砂浆砌的块石砌体	0.020	0.025
纯水泥抹面	0.011	0.012
水泥砂浆抹面及钢管	0.012	0.013
光木板	0.012	0.013
毛木板	0.013	0.014

3.8.3 水沟盖板

水沟盖板尺寸及配筋如图1-3-75所示，配筋表见表1-3-93。

浇注盖板时要注意上下面，最好做以标志，为了翻起盖板的方便，施工时要予留扣手。

盖板所用混凝土的强度等级为C20，钢筋采用Ⅰ级钢筋。钢筋保护层为20mm。

水沟盖板的均布荷载按4kPa考虑。

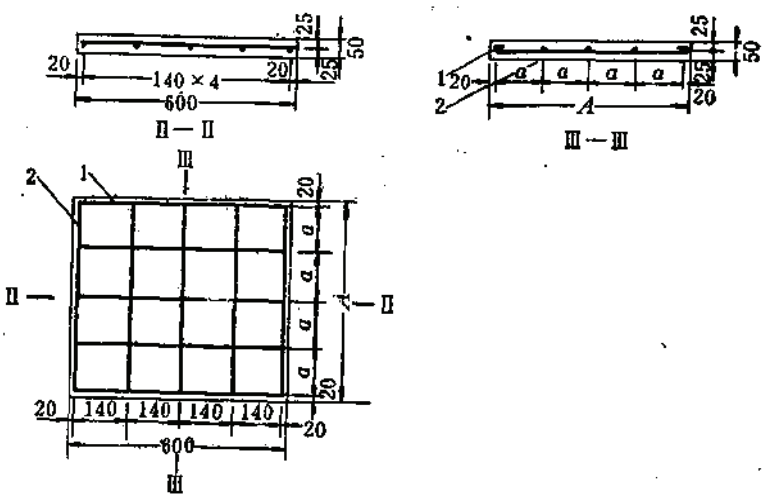


图 1-3-75 水沟盖板配筋图

1—主筋，2—副筋

钢 筋 表 表 1-3-93

序号	水沟上宽 (mm)	盖板尺寸 (长×宽×厚) (mm)	钢筋编号	钢筋草图	钢筋直径 (mm)	钢筋全长 (mm)	数量 (根)	总长 (mm)	总重 (kg)	钢筋间距 (a×b) (mm)	每米盖板混凝土量 (m^3)	每米盖板钢材用量 (kg)
1	310	600×510×50	1	490	4	490	5	2450	0.55	120×140	0.026	0.91
			2	580	4	630	5	3150				
2	330	600×530×50	1	510	4	510	5	2550	0.56	120×140	0.027	0.93
			2	580	4	630	5	3150				
3	350	600×550×50	1	530	4	530	5	2650	0.57	130×140	0.028	0.95
			2	580	4	630	5	3150				
4	400	600×600×50	1	580	4	580	5	2900	0.60	140×140	0.030	1.00
			2	580	4	630	5	3150				

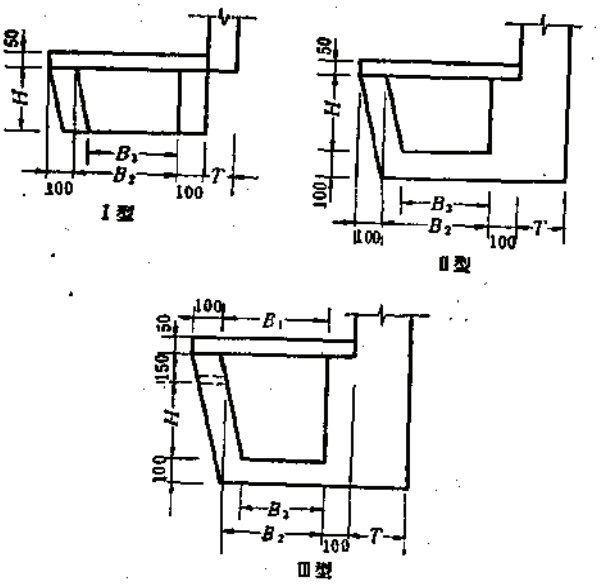


图 1-3-76 水沟类型

3.8.4　水沟断面选用参考表

3.8.4.1　水沟类型

水沟类型有三种，如图1-3-76所示。

（1）Ⅰ型、Ⅱ型水沟用于阶段运输平巷内，Ⅰ型水沟用于不支护及锚喷支护的平巷内；Ⅱ型水沟用于混凝土支护的平巷内。

（2）Ⅲ型水沟用于主要运输平巷及井底车场或平硐内。

3.8.4.2　水沟断面选用参考表

水沟断面选用参考表见表1-3-94。

水沟断面选用参考表　　表 1-3-94

水沟类型	最大排水量 (m³/h)		水沟净尺寸 (mm)			水沟断面积 (m²)		每米水沟混凝土量 (m³)
	i = 3‰	i = 5‰	上宽	下宽	深度	净	挖	
Ⅰ	100	120	310	280	230	0.07	0.11	0.05
	150	180	330	280	280	0.09	0.14	0.06
	200	260	350	310	330	0.11	0.17	0.07
	300	340	400	360	380	0.14	0.22	0.08
Ⅱ	100	120	310	280	200	0.06	0.15	0.09
	150	180	330	280	250	0.08	0.18	0.10
	200	260	350	310	300	0.10	0.20	0.10
	300	340	400	360	350	0.13	0.26	0.13
Ⅲ	100	120	310	280	200	0.06	0.15	0.12
	150	180	330	280	250	0.08	0.18	0.13
	200	260	350	310	300	0.10	0.20	0.13
	300	340	400	360	350	0.13	0.26	0.16

3.9　平巷交岔点

3.9.1　一般设计原则

（1）道岔轨型的选取一般与线路轨型一致，为了行车平稳，也可选用大一级的钢轨型号。道岔型号的选取见表1-3-95。

道岔选用表　　表 1-3-95

电机车	矿车 (m³)	轨距 (mm)		
		600	762	900
人推车	0.5、0.7	1/2		
≤3t	0.5、0.7、1.2	1/3	1/3	
6t　10t	1.2、2.0	1/4、1/3（对称）	1/4、1/3（对称）	
10t　14t	4.0、6.0	1/5	1/5	1/5

（2）为减少车轮对钢轨的冲击和摩损及保证线路有良好的运输条件，线路分接时，需插入缓和直线段d，其长度要大于通行车辆的轴距。

（3）人行道与水沟一般布置在交岔点的同一侧，尽量不穿越或少穿越线路。

（4）弯道半径，井下轨道线路允许的最小弯道半径R_{min}，取决于车辆的轴距L_B和行车速度v，其关系如下：

$$R_{min}=CL_B \tag{1-3-151}$$

式中 R_{min}——线路允许的最小弯道半径，m；

L_B——车辆轴距，m；

C——系数，当$v<1.5$m/s时，$C>7$；当$v>1.5$m/s时，$C>10$；线路弯道转角大于90°时，$C>10$；对于带转向架的大型车辆（如梭车、底卸式矿车等），不得小于车辆技术文件的要求。

3.9.2 交岔点平面尺寸计算图表

（1）单线单开有转角，见图1-3-77和表1-3-96。

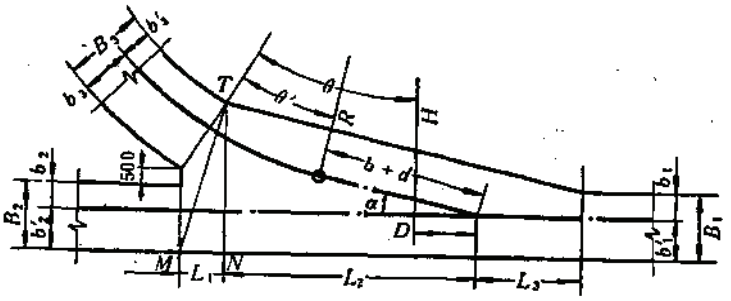


图 1-3-77 单线单开有转角交岔点

单线单开交岔点平面尺寸计算表 表 1-3-96

$H=R\cos\alpha+(b+d)\sin\alpha$	$TN=B_2\cos\theta+500+B_1$
$D=(b+d)\cos\alpha+R\sin\alpha$	$NM=B_2\sin\theta=L_1$
$\theta=\cos^{-1}\dfrac{H-b_2-500}{R+b_2}$	$TM=\sqrt{TN^2+NM^2}$
	$L_2=(R-b_2')\sin\theta+D$
$\theta'=\theta-\alpha$	

（2）单线单开无转角，见图1-3-78和表1-3-97。

（3）双轨辅岔单分枝，见图1-3-79和表1-3-98。

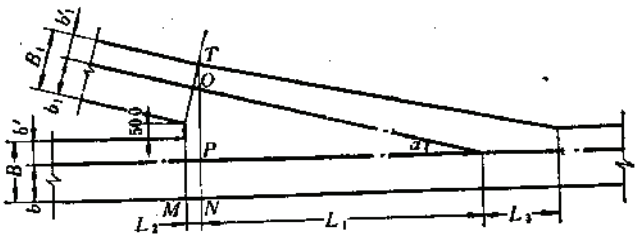


图 1-3-78　单线单开无转角交岔点

单线单开无转角交岔点平面尺寸计算表　　表 1-3-97

$TN=B_1\cos\alpha+500+B$	$QP=TN-TQ-b$
$NM=B_1\sin\alpha=L_2$	$L_1=QP/\mathrm{tg}\,\alpha$
$TM=\sqrt{TN^2+NM^2}$	
$TQ=b'_1/\cos\alpha$	

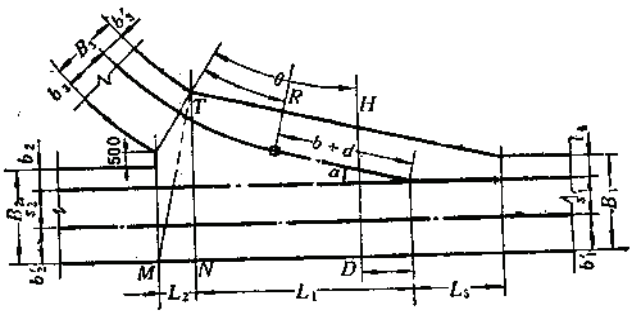


图 1-3-79　双轨铺岔单分枝岔点

双轨铺岔单分枝交岔点平面尺寸计算表　　表 1-3-98

$H=R\cos\alpha+(b+d)\sin\alpha$	$TN=B_3\cos\theta+500+B_2$
$D=(b+d)\cos\alpha-R\sin\alpha$	$MN=B_3\sin\theta=L_2$
$\theta=\cos^{-1}\dfrac{H-b_2-500}{R+b_3}$	$TM=\sqrt{TN^2+MN^2}$
	$L_1=(R-b'_3)\sin\theta+D$
$\theta'=\theta-\alpha$	

（4）双轨无岔单分枝，见图1-3-80和表1-3-99。

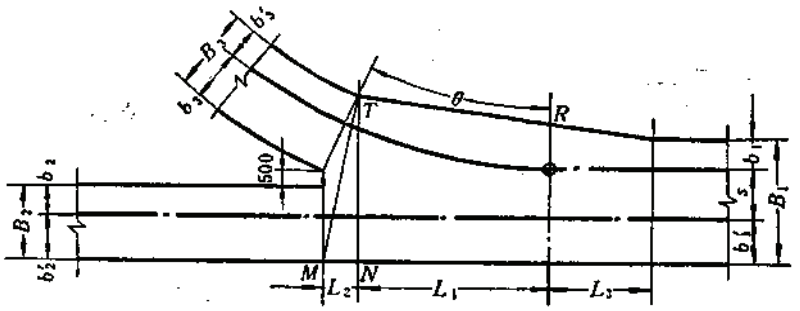


图 1-3-80 双轨无岔单分枝岔点

双轨无岔单分枝交岔点平面尺寸计算表 表 1-3-99

$\theta=\cos^{-1}\dfrac{R+S-b_1-500}{R+b_3}$	$MN=B_3\sin\theta=L_2$
	$TM=\sqrt{TN^2+MN^2}$
$TN=B_3\cos\theta+500+B_2$	$L_3=(R-b'_2)\sin\theta$

（5）双轨无岔双分枝，见图1-3-81和表1-3-100。

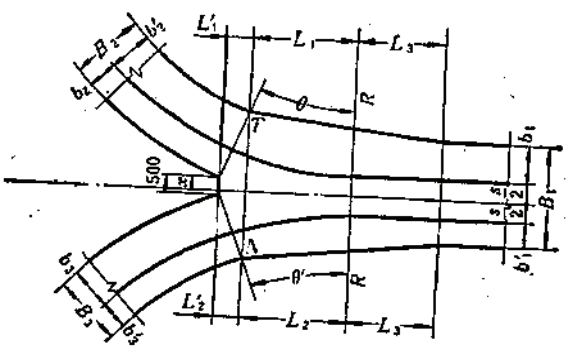


图 1-3-81 双轨无岔双分枝岔点

双轨无岔双分枝交岔点平面尺寸计算表 表 1-3-100

$x=\dfrac{2Rb_3+b^2_3-2Rb_2-b^2_2+R+0.5s-250}{4R+2S-1000}$	$L'_1=B_2\sin\theta$
	$L'_2=B_3\sin\theta$
$\theta=\cos^{-1}\dfrac{R+0.5S-x}{R+b_2}$	$L_1=(R-b'_2)\sin\theta$
	$L_2=(R-b'_3)\sin\theta'$
$\theta'=\cos^{-1}\dfrac{R+0.5S-500+x}{R+b_3}$	$TN=\sqrt{(L'_2-L'_1)^2+(B_2\cos\theta+500+B_3\cos\theta')^2}$

注：x由下式导出$(R+b_3)^2-(R+0.5S+x-500)^2=(R+b_2)^2-(R+0.5S-x)^2$

（6）对称道岔双分枝，见图1-3-82和表1-3-101。

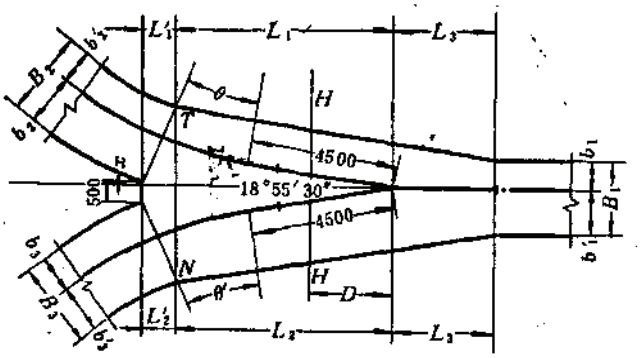


图 1-3-82　对称道岔双分枝岔点

对称道岔双分枝交岔点平面尺寸计算表　　表 1-3-101

$H=R\cos 9°27'45''+4500\sin 9°27'45''$	$L_1'=B_2\sin(\theta+9°27'45'')$
$D=4500\cos 9°27'45''-R\sin 9°27'45''$	$L_2'=B_3\sin(\theta'+9°27'45'')$
$x=\dfrac{2Rb_2+b_2^2-2Rb_3-b_3^2+H-250}{4H-1000}$	$L_1=(R-b_2')\sin(\theta+9°27'45'')+D$
	$L_2=(R-b_3')\sin(\theta'+9°27'45'')+D$
$\theta=\cos^{-1}\dfrac{H-x}{R+b_2}-9°27'45''$	$TN=\sqrt{(L_1'-L_2')^2+[B_2\cos(\theta+9°27'45'')+B_3\cos(\theta'+9°27'45'')+500]^2}$
$\theta'=\cos^{-1}\dfrac{H+x-500}{R+b_3}-9°27'45''$	

注：x由下式导出：$(R+b_2)^2-(H-x)^2=(R+b_3)^2-(H+x-500)^2$。

3.9.3　交岔点通用设计型谱表

3.9.3.1　说明

（1）所选用的道岔主要技术参数及分接线路配合参数如表1-3-102所列。

道岔主要技术参数表　　表 1-3-102

道岔名称	轨距 (mm)	辙转角 (°)	连接长度 $(b+d)$ (mm)	分接线路弯转半径 (m)
1/3对称道岔	600	18°55′30″	4.5	12、15
1/3单开道岔	600	18°55′30″	4.5	12、15
1/4单开道岔	600	14°15′	5.0	12、15、20、25、30
1/5单开道岔	762	11°25′18″	8.0	20、25、30

（2）本型谱表按交岔点类型、道岔型号、矿车容积、分接线路弯转半径、人行道布置等分类，其中按交岔点类型分为左右向各六种；按矿车容积分为四种（0.7m³、1.2m³、2.0m³、4.0m³）；按分接线路弯转半径分为五种（12m、15m、20m、25m、30m）；按人行道布置分为四种，详见交岔点通用设计型谱表。

（3）交岔点类型：

Ⅰ——单线单开有转角，见图1-3-77；

Ⅱ——单线单开无转角，见图1-3-78；

Ⅲ——双轨铺岔单分枝，见图1-3-79；

Ⅳ——双轨无岔单分枝，见图1-3-80；

Ⅴ——双轨无岔双分枝，见图1-3-81；

Ⅵ——对称道岔双分枝，见图1-3-82。

（4）电机车、矿车、道岔配用关系见表1-3-103。

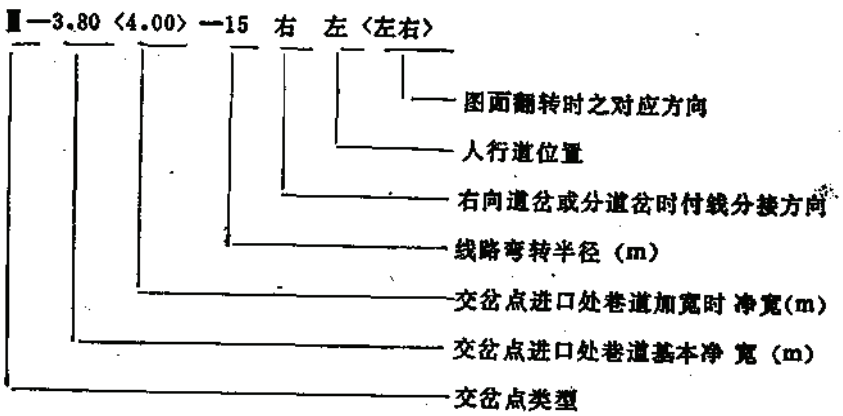
电机车、矿车、道岔配用表　　表 1-3-103

电　机　车	矿　　车	道　岔　类　型	
3t	0.7	1/3单开道岔	1/3对称道岔
6t　10t	1.2，2.0	1/3对称道岔	1/4单开道岔
10t　14t	4.0(侧卸)，4.0(底卸)	1/5单开道岔	

（5）型谱表中的净掘为不支护时的掘进工程量。支护时的掘进工程量为净掘量与相应的混凝土量之和。需要以混凝土柱墩增补时，此时再另加柱墩量。

（6）支护需要钢材时，钢材量另计。

（7）型谱表中“类型号”的说明，如



3.9.3.2 交岔点通用设计型谱表

交岔点通用设计型谱表见表1-3-104和表1-3-105。

交岔点通用设计型谱表

表 1-3-104

类型号	图号	道岔型号	矿车 (m³)	工程量 三心拱 1/3 净掘 (m³)	三心拱 1/3 支护量 (m³) 喷射混凝土	三心拱 1/3 支护量 (m³) 混凝土 拱	三心拱 1/3 支护量 (m³) 混凝土 墙	圆弧拱 1/3 净掘 (m³)	圆弧拱 1/3 支护量 (m³) 喷射混凝土	圆弧拱 1/3 支护量 (m³) 混凝土 拱	圆弧拱 1/3 支护量 (m³) 混凝土 墙	圆弧拱 1/4 净掘 (m³)	圆弧拱 1/4 支护量 (m³) 喷射混凝土	圆弧拱 1/4 支护量 (m³) 混凝土 拱	圆弧拱 1/4 支护量 (m³) 混凝土 墙
Ⅰ-2.2-12右左(左右)	YT-pco2-1	1/4	1.2	157.43	13.70	22.47	23.59	153.36	13.41	21.68	23.59	140.41	12.81	20.11	23.59
Ⅰ-2.2-12右右(左左)	YT-pco2-2	1/4	1.2	157.40	13.72	22.51	23.61	153.38	13.42	21.65	23.61	140.41	12.76	20.14	23.61
Ⅰ-2.2-12右内(左内)	YT-pco2-3	1/4	1.2	167.07	14.56	24.03	25.07	162.79	14.31	23.11	25.07	149.18	13.67	21.48	25.07
Ⅰ-2.2-12右外(左外)	YT-pco2-4	1/4	1.2	147.25	12.75	20.92	22.10	143.40	12.47	19.88	22.10	131.20	11.92	18.68	22.10
Ⅰ-2.2-15右左(左右)	YT-pco2-5	1/4	1.2	158.03	13.53	22.52	23.53	153.91	13.39	21.67	23.53	140.82	12.74	20.10	23.53
Ⅰ-2.2-15右右(左左)	YT-pco2-6	1/4	1.2	157.95	13.64	22.48	23.54	153.90	13.41	21.63	23.54	140.78	12.75	20.13	23.54
Ⅰ-2.2-15右内(左内)	YT-pco2-7	1/4	1.2	168.02	14.55	24.08	24.99	163.64	14.30	23.16	24.99	149.79	13.59	21.47	24.99
Ⅰ-2.2-15右外(左外)	YT-pco2-8	1/4	1.2	147.34	12.68	20.91	22.05	143.51	12.47	20.02	22.05	131.22	11.86	18.63	22.05
Ⅰ-2.2-20右左(左右)	YT-pco2-9	1/4	1.2	169.40	14.49	24.04	24.83	164.95	14.24	23.13	24.83	150.76	13.54	21.46	24.83
Ⅰ-2.2-20右右(左左)	YT-pco2-10	1/4	1.2					164.84	14.19	23.15	24.84	150.03	13.55	21.48	24.84
Ⅰ-2.2-20右内(左内)	YT-pco2-11	1/4	1.2	179.47	15.41	25.57	26.29	174.82	15.14	24.60	26.29	159.82	14.40	22.89	26.29
Ⅰ-2.2-20右外(左外)	YT-pco2-12	1/4	1.2	158.37	13.57	22.41	23.37	154.20	13.28	21.57	23.37	140.92	12.69	20.02	23.37
Ⅰ-2.35-12右左(左右)	YT-pco2-13	1/4	2.0	170.90	14.18	23.84	23.67	166.30	13.88	22.98	23.67	151.81	13.22	21.32	23.67
Ⅰ-2.35-12右右(左左)	YT-pco2-14	1/4	2.0	170.96	14.20	23.88	23.69	166.35	13.90	23.02	23.69	151.84	13.24	21.28	23.69
Ⅰ-2.35-12右内(左内)	YT-pco2-15	1/4	2.0	181.35	15.13	25.48	25.15	176.51	14.82	24.56	25.15	161.18	14.10	22.69	25.15
Ⅰ-2.35-12右外(左外)	YT-pco2-16	1/4	2.0	160.10	13.21	22.23	22.20	155.76	12.94	21.43	22.20	142.05	12.37	19.83	22.20
Ⅰ-2.35-15右左(左右)	YT-pco2-17	1/4	2.0	171.71	14.16	23.87	23.60	167.07	13.87	23.02	23.60	152.33	13.20	21.99	23.60
Ⅰ-2.35-15右右(左左)	YT-pco2-18	1/4	2.0	171.70	14.18	23.90	23.62	167.00	13.89	22.98	23.62	152.35	13.21	21.32	23.62
Ⅰ-2.35-15右内(左内)	YT-pco2-19	1/4	2.0	182.47	15.11	25.51	25.07	177.53	14.80	24.58	25.07	161.99	14.08	22.73	25.07
Ⅰ-2.35-15右外(左外)	YT-pco2-20	1/4	2.0	172.11	14.11	23.84	23.52	167.40	13.83	22.94	23.52	152.55	13.17	21.23	23.52
Ⅰ-2.35-20右左(左右)	YT-pco2-21	1/4	2.0	183.76	15.04	25.51	24.90	178.76	14.73	24.53	24.90	162.83	14.02	22.70	24.90
Ⅰ-2.35-20右右(左左)	YT-pco2-22	1/4	2.0	183.93	15.05	25.53	24.91	178.92	14.74	24.56	24.91	162.97	14.03	22.72	24.91
Ⅰ-2.35-20右内(左内)	YT-pco2-23	1/4	2.0	194.98	15.99	27.13	26.36	189.67	15.66	26.16	26.36	172.82	14.89	24.19	26.36
Ⅰ-2.35-20右外(左外)	YT-pco2-24	1/4	2.0	172.27	14.09	23.80	23.44	167.52	13.81	22.90	23.44	152.55	13.14	21.20	23.44

续表

类型号	图号	道岔型号	矿车(m³)	工程量 三心拱 1/3 净掘(m³)	支护量(m³) 喷射混凝土	混凝土 拱	混凝土 墙	圆弧拱 1/3 净掘(m³)	支护量(m³) 喷射混凝土	混凝土 拱	混凝土 墙	圆弧拱 1/4 净掘(m³)	支护量(m³) 喷射混凝土	混凝土 拱	混凝土 墙
Ⅰ-2.35-25右左(左右)	YT-pco2-25	1/4	2.0	183.98	14.97	25.44	24.84	178.94	14.67	24.54	24.84	162.96	13.96	22.65	24.84
Ⅰ-2.35-25右右(左左)	YT-pco2-26	1/4	2.0	184.11	14.98	25.46	24.85	179.06	14.68	24.55	24.85	163.07	13.97	22.66	24.85
Ⅰ-2.35-25右内(左内)	YT-pco2-27	1/4	2.0	195.51	15.98	27.12	26.29	190.09	15.65	26.15	26.29	173.13	14.90	24.20	26.29
Ⅰ-2.35-25右外(左外)	YT-pco2-28	1/4	2.0	172.22	14.04	23.75	23.39	167.44	13.75	22.91	23.39	152.49	13.09	21.15	23.39
Ⅰ-2.35-30右左(左右)	YT-pco2-29	1/4	2.0	184.18	14.99	25.41	24.81	179.03	14.68	24.51	24.81	163.00	13.98	22.69	24.81
Ⅰ-2.35-30右右(左左)	YT-pco2-30	1/4	2.0	184.30	15.00	25.42	24.81	179.15	14.69	24.52	24.81	163.10	13.99	22.70	24.81
Ⅰ-2.35-30右内(左内)	YT-pco2-31	1/4	2.0	195.97	15.92	27.15	26.25	190.51	15.59	26.11	26.25	173.48	14.84	24.16	26.25
Ⅰ-2.35-30右外(左外)	YT-pco2-32	1/4	2.0	172.18	14.00			167.41	13.71			152.33	13.05		
Ⅱ-2.20-00右左(左右)	YT-pco2-33	1/4	1.2	168.26	14.78	24.24	25.82	163.87	14.47	23.31	25.82	149.98	13.81	21.61	25.82
Ⅱ-2.20-00右右(左左)	YT-pco2-34	1/4	1.2	168.26	14.78	24.24	25.82	163.87	14.47	23.31	25.82	149.98	13.81	21.61	25.82
Ⅱ-2.2 -00右内(左内)	YT-pco2-35	1/4	1.2	200.42	17.43	28.87	29.96	195.14	17.06	27.76	29.96	178.46	16.28	25.73	29.96
Ⅱ-2.2 -00右外(左外)	YT-pco2-36	1/4	1.2	146.82	13.01	21.15	23.06	143.02	12.74	20.34	23.06	130.99	12.16	18.86	23.06
Ⅱ-2.35-00右左(左右)	YT-pco2-37	1/4	2.0	194.96	16.20	27.34	27.22	189.54	15.87	26.28	27.22	172.83	15.10	24.38	27.22
Ⅱ-2.35-00右右(左左)	YT-pco2-38	1/4	2.0	194.96	16.20	27.34	27.22	189.54	15.87	26.28	27.22	172.83	15.10	24.38	27.22
Ⅱ-2.35-00右内(左内)	YT-pco2-39	1/4	2.0	218.27	18.03	30.61	29.98	212.17	17.66	29.42	29.98	193.37	16.80	27.29	29.98
Ⅱ-2.35-00右外(左外)	YT-pco2-40	1/4	2.0	171.65	14.37	24.07	24.46	166.91	14.08	23.14	24.46	152.29	13.40	21.47	24.46
Ⅱ-3.55-12右左(左右)	YT-pco2-41	1/4	1.2	236.89	23.75	35.08	27.19	229.65	23.18	33.87	27.19	206.44	22.04	31.26	27.19
Ⅱ-3.55-12右右(左左)	YT-pco2-42	1/4	1.2	236.94	23.71	35.13	27.21	229.69	23.14	33.85	27.21	206.51	22.06	31.31	27.21
Ⅱ-3.55-12右内(左内)	YT-pco2-43	1/4	1.2	252.66	25.42	37.61	28.95	244.96	24.81	36.29	28.95	220.29	23.64	33.49	28.95
Ⅱ-3.55-12右外(左外)	YT-pco2-44	1/4	1.2	220.53	21.97	32.54	25.41	213.73	21.45	31.36	25.41	192.08	20.45	28.97	25.41
Ⅱ-3.55-15右左(左右)	YT-pco2-45	1/4	1.2	237.25	23.67	35.05	27.13	229.93	23.10	33.78	27.13	206.57	21.97	31.25	27.13
Ⅱ-3.55-15右右(左左)	YT-pco2-46	1/4	1.2	237.23	23.70	35.09	27.13	229.91	23.07	33.82	27.13	206.59	21.99	31.22	27.13
Ⅱ-3.55-15右内(左内)	YT-pco2-47	1/4	1.2	253.28	25.34	37.63	28.87	245.56	24.73	36.26	28.87	220.68	23.57	33.47	28.87
Ⅱ-3.55-15右外(左外)	YT-pco2-48	1/4	1.2	220.32	21.11	32.41	25.35	213.56	21.39	31.24	25.35	191.82	20.36	28.86	25.35

续表

类型号	图号	道岔型号	矿车 (m³)	工程量 三心拱 1/3 净掘 (m³)	支护量 (m³) 喷射混凝土	混凝土 拱	混凝土 墙	圆弧拱 1/3 净掘 (m³)	支护量 (m³) 喷射混凝土	混凝土 拱	混凝土 墙	圆弧拱 1/4 净掘 (m³)	支护量 (m³) 喷射混凝土	混凝土 拱	混凝土 墙
Ⅰ-3.55-20右左(左右)	YT-pco2-49	1/4	1.2	254.00	25.19	37.45	28.67	246.13	24.59	36.10	28.67	220.88	23.38	33.34	28.67
Ⅰ-3.55-20右右(左左)	YT-pco2-50	1/4	1.2	253.80	25.21	37.48	28.68	245.99	24.61	36.12	28.68	220.79	23.40	33.37	28.68
Ⅰ-3.55-20右内(左内)	YT-pco2-51	1/4	1.2	270.07	28.01	40.00	30.41	261.67	26.19	38.55	30.41	234.99	24.96	35.59	30.41
Ⅰ-3.55-20右外(左外)	YT-pco2-52	1/4	1.2	236.71	23.46	34.79	26.93	229.38	22.90	33.54	26.93	205.84	21.78	30.99	26.93
Ⅰ-3.90-12右左(左右)	YT-pco2-53	1/4	2.0	266.53	25.09	38.09	27.29	258.00	24.44	36.69	27.29	230.60	23.23	33.85	27.29
Ⅰ-3.90-12右右(左左)	YT-pco2-54	1/4	2.0	266.70	25.06	38.16	27.31	258.15	24.48	36.69	27.31	230.77	23.27	33.91	27.31
Ⅰ-3.90-12右内(左内)	YT-pco2-55	1/4	2.0	284.17	26.85	40.82	29.05	275.14	26.15	39.30	29.05	245.97	24.84	36.31	29.05
Ⅰ-3.90-12右外(左外)	YT-pco2-56	1/4	2.0	248.39	23.25	35.38	25.53	240.38	22.71	34.02	25.53	214.77	21.59	31.41	25.53
Ⅰ-3.90-15右左(左右)	YT-pco2-57	1/4	2.0	267.00	25.00	38.08	27.21	258.39	24.36	36.63	27.21	230.78	23.15	33.81	27.21
Ⅰ-3.90-15右右(左左)	YT-pco2-58	1/4	2.0	267.00	25.03	38.08	27.22	258.38	24.39	36.61	27.22	230.85	23.17	33.85	27.22
Ⅰ-3.90-15右内(左内)	YT-pco2-59	1/4	2.0	284.97	26.75	40.80	28.96	275.80	26.12	39.23	28.96	246.46	24.82	36.25	28.96
Ⅰ-3.90-15右外(左外)	YT-pco2-60	1/4	2.0	266.80	24.87	37.94	27.10	258.14	24.29	36.48	27.10	230.49	23.03	33.69	27.10
Ⅰ-3.90-20右左(左右)	YT-pco2-61	1/4	2.0	285.29	26.57	40.57	28.75	276.98	25.95	39.01	28.75	246.30	24.60	36.08	28.75
Ⅰ-3.90-20右右(左左)	YT-pco2-62	1/4	2.0	285.58	26.59	40.60	28.76	276.27	25.98	39.05	28.76	246.56	24.62	36.11	28.76
Ⅰ-3.90-20右内(左内)	YT-pco2-63	1/4	2.0	303.76	28.37	43.39	30.49	293.90	27.64	41.72	30.49	262.32	26.26	38.50	30.49
Ⅰ-3.90-20右外(左外)	YT-pco2-64	1/4	2.0	266.46	24.77	37.79	27.02	257.81	24.19	36.34	27.02	230.07	22.94	33.56	27.02
Ⅰ-3.90-25右左(左右)	YT-pco2-65	1/4	2.0	285.15	26.51	40.49	28.69	275.83	25.83	38.94	28.69	246.12	24.55	35.95	28.69
Ⅰ-3.90-25右右(左左)	YT-pco2-66	1/4	2.0	285.35	26.53	40.52	28.70	276.02	25.85	38.96	28.70	246.29	24.57	35.98	28.70
Ⅰ-3.90-25右内(左内)	YT-pco2-67	1/4	2.0	303.85	28.30	43.29	30.42	293.97	27.57	41.33	30.42	262.31	26.20	38.43	30.42
Ⅰ-3.90-25右外(左外)	YT-pco2-68	1/4	2.0	266.10	24.72	37.73	26.96	257.42	24.09	36.29	26 96	229.65	22.90	33.46	26.96
Ⅰ-3.90-30右左(左右)	YT-pco2-69	1/4	2.0	285.06	26.49	40.46	28.64	275.70	25.81	38.92	28.64	245.93	24.47	35.88	28.64
Ⅰ-3.90-30右右(左左)	YT-pco2-70	1/4	2.0	285.24	26.50	40.49	28.64	275.88	25.82	38.94	28.64	246.08	24.48	35.90	28.64
Ⅰ-3.90-30右内(左内)	YT-pco2-71	1/4	2.0	304.03	28.26	43.25	30.36	294.12	27.54	41.59	30.36	262.32	26.17	38.40	30.36
Ⅰ-3.90-30右外(左外)	YT-pco2-72	1/4	2.0	265.75	24.65	37.65	26.92	257.05	24.08	36.16	26.92	229.33	22.83	33.40	26.92

续表

类型号	图号	道岔型号	矿车 (m³)	工程量 三心拱 1/3 净掘 (m³)	支护量 (m³) 喷射混凝土	混凝土 拱	混凝土 墙	圆弧拱 1/3 净掘 (m³)	支护量 (m³) 喷射混凝土	混凝土 拱	混凝土 墙	圆弧拱 1/4 净掘 (m³)	支护量 (m³) 喷射混凝土	混凝土 拱	混凝土 墙
Ⅳ-3.90-15左	YT-pco2-73		2.0	173.63	18.25	26.78	23.21	168.68	17.85	25.77	23.21	153.69	16.99	23.84	23.21
Ⅳ-3.90-15右	YT-pco2-74		2.0	173.58	18.27	26.81	23.02	168.63	17.87	25.80	23.02	152.96	17.01	23.87	23.02
Ⅳ-3.90-15内	YT-pco2-75		2.0	188.31	19.93	29.18	24.98	182.98	19.49	28.08	24.98	166.00	18.54	26.01	24.98
Ⅳ-3.90-15×外	YT-pco2-76		2.0	158.23	16.57	24.28	21.41	153.71	16.21	23.37	21.41	199.41	15.43	21.59	21.41
Ⅳ-3.90-20左	YT-pco2-77		2.0	188.34	19.74	29.01	24.75	182.88	19.26	27.92	24.75	165.69	18.33	25.84	24.75
Ⅳ-3.90-20右	YT-pco2-78		2.0	188.21	19.70	28.98	24.76	182.80	19.27	27.89	24.76	165.59	18.34	25.80	24.76
Ⅳ-3.90-20内	YT-pco2-79		2.0	203.05	21.36	31.45	26.51	197.21	20.88	30.27	26.51	178.71	19.87	17.99	26.51
Ⅳ-3.90-20外	YT-pco2-80		2.0	172.48	18.04	26.45	22.96	167.48	17.60	25.46	22.96	151.78	16.75	23.56	22.96
Ⅳ-3.90-25左	YT-pco2-81		2.0	202.90	21.19	31.23	26.31	197.01	20.72	30.06	26.31	178.37	19.73	27.82	26.31
Ⅳ-3.90-25右	YT-pco2-82		2.0	203.00	21.20	31.26	26.32	197.11	20.73	30.08	26.32	178.46	19.73	27.83	26.32
Ⅳ-3.90-25内	YT-pco2-83		2.0	218.03	22.83	33.70	28.07	211.70	22.33	32.43	28.07	191.72	21.65	30.00	28.07
Ⅳ-3.90-25外	YT-pco2-84		2.0	187.23	19.50	28.75	24.55	181.80	19.07	27.62	24.55	164.57	18.16	25.57	24.55
Ⅳ-3.90-30左	YT-pco2-85		2.0	217.61	22.72	33.50	27.90	211.22	22.16	32.24	27.90	191.15	21.08	29.83	27.90
Ⅳ-3.90-30右	YT-pco2-86		2.0	217.70	22.72	33.51	27.91	211.31	22.17	32.25	27.91	191.23	21.09	29.85	27.91
Ⅳ-3.90-30内	YT-pco2-87		2.0	232.84	24.36	35.95	29.65	226.08	23.76	34.59	29.65	204.62	22.67	32.00	29.65
Ⅳ-3.90-30外	YT-pco2-88		2.0	186.71	19.42	28.63	24.50	181.24	19.00	27.56	24.50	164.10	18.09	25.43	24.50
Ⅴ-3.90-15×2右(右)	YT-pco2-89		2.0	160.51	16.44	24.26	21.16	155.81	16.03	23.32	21.16	140.96	15.28	21.55	21.16
Ⅴ-3.90-15×2内	YT-pco2-90		2.0	159.98	16.45	24.26	21.16	155.32	16.07	23.35	21.16	140.62	15.33	21.57	21.16
Ⅴ-3.90-15×2外	YT-pco2-91		2.0	145.27	14.80	21.83	19.52	141.00	14.48	20.98	19.52	127.60	13.77	19.40	19.52
Ⅴ-3.90-20×2左(右)	YT-pco2-92		2.0	160.81	16.39	24.21	21.16	156.04	15.99	23.31	21.16	141.13	15.24	21.55	21.16
Ⅴ-3.90-20×2内	YT-pco2-93		2.0	175.98	18.02	26.66	22.81	170.80	17.58	25.62	22.81	154.44	15.74	23.68	22.81
Ⅴ-3.90-20×2外	YT-pco2-94		2.0												
Ⅴ-3.90-25×2左(右)	YT-pco2-95		2.0	176.58	17.96	26.60	22.81	171.35	17.52	25.62	22.81	154.84	16.69	23.64	22.81
Ⅴ-3.90-25×2内	YT-pco2-96		2.0	191.94	19.57	29.04	24.45	186.19	19.09	27.91	24.45	168.23	18.19	25.80	24.45

续表

类型号	图号	道岔型号	矿车(m³)	工程量 三心拱 1/3 净掘(m²)	支护量(m³) 喷射混凝土	混凝土 拱	混凝土 墙	圆弧拱 1/3 净掘(m³)	支护量(m³) 喷射混凝土	混凝土 拱	混凝土 墙	圆弧拱 1/4 净掘(m³)	支护量(m³) 喷射混凝土	混凝土 拱	混凝土 墙
Ⅴ-3.90-25×2外	YT-pco2-97		2.0	160.96	16.32	24.17	21.16	156.21	15.93	23.24	21.16	141.18	15.18	21.46	21.16
Ⅴ-3.90-30×2左(右)	YT-pco2-98		2.0	192.49	19.49	29.04	24.45	186.74	19.07	27.91	24.45	168.62	18.12	25.76	24.45
Ⅴ-3.90-30×2内	YT-pco2-99		2.0	192.37	19.57	29.06	24.45	186.59	19.09	27.93	24.45	168.54	18.19	25.83	24.45
Ⅴ-3.90-30×2外	YT-pco2-100		2.0	160.89	16.28	24.14	21.16	156.11	15.93	23.22	21.16	141.09	15.14	21.44	21.16
Ⅵ-2.35-12左(右)	YT-pco2-101	1/3	2.0	161.37	13.00	22.05	21.80	156.86	12.72	21.21	21.80	142.61	12.12	19.59	21.80
Ⅵ-2.35-12内	YT-pco2-102	1/3	2.0	160.06	12.99	21.98	21.80	155.58	12.71	21.14	21.80	141.58	12.11	19.56	21.80
Ⅵ-2.35-12外	YT-pco2-103	1/3	2.0	150.19	12.04	20.40	20.42	145.94	11.79	19.63	20.42	132.62	11.23	18.15	20.42
Ⅵ-2.35-15左(右)	YT-pco2-104	1/3	2.0	162.42	13.00	22.11	21.80	157.82	12.73	21.28	21.80	143.38	12.13	19.66	21.80
Ⅵ-2.35-15内	YT-pco2-105	1/3	2.0	173.32	13.92	23.67	23.18	168.39	13.63	22.82	23.18	153.07	12.99	21.08	23.18
Ⅵ-2.35-15外	YT-pco2-106	1/3	2.0	150.46	12.05	20.36	20.42	146.17	11.79	19.60	20.42	132.77	11.25	18.12	20.42

注：工程量表中，墙的混凝土量包括柱墩、基础的混凝土量。

交岔点通用设计型谱表

表 1-3-105

类型号	图号	道岔型号	矿车(m³)	矢跨比	三心拱工程量(m³) 净掘	支护量 喷射混凝土	支护量 混凝土 拱	支护量 混凝土 墙	圆弧拱工程量(m³) 净掘	支护量 喷射混凝土	支护量 混凝土 拱	支护量 混凝土 墙
Ⅰ-2.60-20右左(左右)	YT-pco3-1	1/5	4.0	1/3	254.0	24.90	40.1	31.7	247.5	25.4	38.6	32.0
			(侧)	1/4	234.5	25.0	37.1	32.3	243.6	25.2	35.7	34.4
Ⅰ-2.60(2.80)-20右右(左左)	YT-pco3-2	1/5	4.0	1/3	258.8	26.3	40.8	31.7	252.5	25.7	39.3	32.0
			(侧)	1/4	240.4	25.3	37.8	32.3	247.9	25.5	36.3	34.5
Ⅰ-2.60(2.80)-20右内(左内)	YT-pco3-3	1/5	4.0	1/3	264.30	27.5	42.5	33.5	261.2	27.1	40.9	33.9
			(侧)	1/4	248.4	26.6	39.3	34.2	256.9	26.8	37.8	36.5
Ⅰ-2.60-20右外(左外)	YT-pco3-4	1/5	4.0	1/3	240.7	24.4	37.6	29.7	234.6	24.0	36.4	30.0
			(侧)	1/4	222.2	23.6	34.9	30.2	230.6	23.8	33.6	32.3
Ⅰ-2.60-25右左(左右)	YT-pco3-5	1/5	4.0	1/3	268.0	27.3	42.1	32.8	261.1	26.8	40.2	33.1
			(侧)	1/4	247.2	26.4	39.0	33.40	256.8	26.6	37.6	35.7
Ⅰ-2.60(2.80)-25右右(左左)	YT-pco3-6	1/5	4.0	1/3	269.1	27.6	42.6	32.9	262.5	27.0	41.1	33.1
			(侧)	1/4	249.7	26.6	39.4	33.5	258.5	26.8	37.9	35.7
Ⅰ-2.60(2.80)-25右内(左内)	YT-pco3-7	1/5	4.0	1/3	284.8	29.1	45.1	34.8	277.9	28.6	43.4	35.2
			(侧)	1/4	264.2	28.2	41.7	35.5	273.2	28.4	40.1	37.9
Ⅰ-2.60-25右外(左外)	YT-pco3-8	1/5	4.0	1/3	240.6	24.3	37.7	29.4	234.4	23.9	36.3	29.8
			(侧)	1/4	221.9	23.5	34.8	30.0	230.4	23.7	33.5	31.9
Ⅰ-2.60-30右左(左右)	YT-pco3-9	1/5	4.0	1/3	268.0	27.3	42.1	32.6	261.0	26.8	40.6	32.9
			(侧)	1/4	247.2	26.4	38.9	33.3	256.7	26.6	37.5	35.5
Ⅰ-2.60(2.80)-30右右(左左)	YT-pco3-10	1/5	4.0	1/3	272.7	27.7	42.9	32.6	266.7	27.1	41.3	33.0
			(侧)	1/4	252.9	26.7	39.7	33.3	261.2	26.9	38.2	35.5
Ⅰ-2.60(2.80)-30右内(左内)	YT-pco3-11	1/5	4.0	1/3	282.7	28.9	44.7	34.6	276.6	28.5	43.0	34.9
			(侧)	1/4	261.8	28.0	41.3	35.3	271.1	28.2	39.8	37.6

续表

类型号	图号	道岔型号	矿车(m³)	矢跨比	三心拱工程量(m³)				圆弧拱工程量(m³)			
					净掘	支护量			净掘	支护量		
						喷射混凝土	混凝土			喷射混凝土	混凝土	
							拱	墙			拱	墙
Ⅰ-2.60-30右外(左外)	YT-pco3-12	1/5	4.0 (侧)	1/3 1/4	254.1 234.3	25.8 24.9	39.8 36.8	31.8 32.4	247.5 243.2	25.3 25.1	38.3 35.4	32.2 34.5
Ⅱ-4.30(4.60)-20右左(左右)	YT-pco3-13	1/5	4.0 (侧)	1/3 1/4	414.9 369.9	34.2 32.4	57.4 53.0	34.0 33.4	401.3 381.2	33.3 32.4	55.3 50.9	34.3 36.6
Ⅱ-4.30(4.60)-20右右(左左)	YT-pco3-14	1/5	4.0 (侧)	1/3 1/4	413.0 368.0	34.2 32.4	57.5 53.1	34.2 33.6	399.4 379.3	33.3 32.4	55.3 50.9	34.3 36.7
Ⅱ-4.30(4.60)-20右内(左内)	YT-pco3-15	1/5	4.0 (侧)	1/3 1/4	433.8 386.7	36.2 34.2	60.6 56.0	36.1 35.5	419.5 398.8	35.2 34.3	58.3 53.7	36.3 38.8
Ⅱ-4.30(4.60)-20右外(左外)	YT-pco3-16	1/5	4.0 (侧)	1/3 1/4	393.5 350.5	32.1 27.4	54.2 50.0	32.0 31.4	380.4 360.8	31.3 27.4	52.1 47.9	32.1 34.3
Ⅱ-4.30(4.60)-25右左(左右)	YT-pco3-17	1/5	4.0 (侧)	1/3 1/4	434.3 337.2	35.8 33.9	60.2 55.6	35.3 34.7	420.0 399.0	35.0 34.1	57.9 53.3	35.4 37.9
Ⅱ-4.30(4.60)-25右右(左左)	YT-pco3-18	1/5	4.0 (侧)	1/3 1/4	432.3 385.2	35.8 33.9	60.2 55.6	35.3 34.7	418.0 397.1	34.9 34.0	58.0 53.3	35.4 37.9
Ⅱ-4.3(4.60)-25右内(左外)	YT-pco3-19	1/5	4.0 (侧)	1/3 1/4	453.1 404.0	37.9 35.8	63.3 58.5	37.2 36.6	438.1 416.5	36.8 35.9	60.9 56.1	36.9 40.0
Ⅱ-4.30(4.60)-25右外(左内)	YT-pco3-20	1/5	4.0 (侧)	1/3 1/4	390.8 348.3	32.0 30.3	54.1 50.1	31.8 31.3	378.0 358.7	31.2 30.4	52.1 48.0	31.9 34.1
Ⅱ-4.30(4.60)-30右左(左右)	YT-pco3-21	1/5	4.0 (侧)	1/3 1/4	430.5 385.7	35.8 33.8	60.0 55.5	35.0 34.4	418.3 397.3	34.8 33.9	57.7 53.1	35.1 37.7
Ⅱ-4.30(4.60)-30右右(左左)	YT-pco3-22	1/5	4.0 (侧)	1/3 1/4	423.7 378.0	35.5 33.6	59.3 54.8	35.1 34.6	409.9 389.1	34.5 33.7	57.1 52.5	36.3 37.7

续表

类型号	图号	道岔型号	矿车(m³)	矢跨比	三心拱工程量(m³) 净掘	支护量 喷射混凝土	支护量 混凝土 拱	支护量 混凝土 墙	圆弧拱工程量(m³) 净掘	支护量 喷射混凝土	支护量 混凝土 拱	支护量 混凝土 墙
Ⅱ-4.30(4.60)-30右内(左外)	YT-pco3-23	1/5	4.0	1/3	451.9	37.7	63.1	36.9	436.9	36.7	60.8	37.2
			(侧)	1/4	402.9	35.7	58.4	36.3	415.3	35.8	55.9	39.8
Ⅱ-4.30(4.60)-30右外(左外)	YT-pco3-24	1/5	4.0	1/3	420.6	34.1	57.6	32.9	406.4	33.1	55.4	33.1
			(侧)	1/4	374.1	32.2	53.2	32.4	385.8	32.3	51.0	35.6
Ⅳ-4.30(4.60)-20右左(左右)	YT-pco3-25		4.0	1/3	179.2	15.4	25.7	19.8	174.3	15.1	24.7	20.0
			(侧)	1/4	163.0	14.7	23.7	19.6	168.6	14.9	22.8	21.0
Ⅳ-4.30(4.60)-20右右(左左)	YT-pco3-26		4.0	1/3	179.3	15.5	25.7	19.8	174.4	15.1	24.8	20.0
			(侧)	1/4	163.2	14.7	12.8	19.6	168.7	14.9	14.2	21.2
Ⅳ-4.30(4.60)-20右内(左内)	YT-pco3-27		4.0	1/3	198.0	17.3	28.6	21.8	192.5	16.9	27.5	22.1
			(侧)	1/4	180.1	16.4	26.4	21.7	186.4	16.6	25.4	23.4
Ⅳ-4.30(4.60)-20右外(左外)	YT-pco3-28		4.0	1/3	141.1	11.9	19.9	15.9	137.4	11.6	19.2	16.1
			(侧)	1/4	128.7	11.3	18.4	15.8	132.7	11.4	17.7	16.9
Ⅳ-4.30(4.60)-25右左(左右)	YT-pco3-29		4.0	1/3	196.0	17.0	28.1	21.0	190.5	16.6	27.1	21.2
			(侧)	1/4	178.1	16.2	26.0	20.9	184.2	16.4	25.0	22.5
Ⅳ-4.30(4.60)-25右右(左左)	YT-pco3-30		4.0	1/3	196.0	17.0	28.1	21.1	190.5	16.6	27.1	21.3
			(侧)	1/4	178.1	16.2	26.0	20.9	184.2	16.4	25.0	22.5
Ⅳ-4.30(4.60)-25右内(左内)	YT-pco3-31		4.0	1/3	232.5	20.5	33.7	24.6	225.9	20.0	[illegible].4	24.9
			(侧)	1/4	211.0	19.5	31.2	24.4	218.5	19.8	29.8	26.4
Ⅳ-4.30(4.60)-25右外(左外)	YT-pco3-32		4.0	1/3	158.0	13.5	22.4	17.3	153.9	13.1	21.6	17.5
			(侧)	1/4	144.7	12.8	20.7	17.2	148.7	13.0	19.9	18.5
Ⅳ-4.30(4.60)-30右左(左右)	YT-pco3-33		4.0	1/3	213.2	18.7	30.7	22.3	207.2	18.2	29.6	22.5
			(侧)	1/4	193.5	17.7	28.4	22.1	200.2	18.0	27.2	24.6

续表

类型号	图号	道岔型号	矿车(m³)	矢跨比	三心拱工程量(m³) 净掘	三心拱工程量(m³) 支护量 喷射混凝土	三心拱工程量(m³) 支护量 混凝土 拱	三心拱工程量(m³) 支护量 混凝土 墙	圆弧拱工程量(m³) 净掘	圆弧拱工程量(m³) 支护量 喷射混凝土	圆弧拱工程量(m³) 支护量 混凝土 拱	圆弧拱工程量(m³) 支护量 混凝土 墙
Ⅳ-4.30(4.60)-30右右(左左)	YT-pco3-34		4.0 (侧)	1/3 1/4	213.0 193.4	18.6 17.8	30.7 28.4	22.3 22.2	207.0 200.2	18.2 18.0	29.5 27.3	22.5 24.0
Ⅳ-4.30(4.60)-30右内(左内)	YT-pco3-35		4.0 (侧)	1/3 1/4	249.7 226.5	22.1 21.1	36.2 33.5	25.9 25.7	242.6 168.4	21.6 21.4	34.9 32.2	26.2 27.5
Ⅳ-4.30(4.60)-30右外(左外)	YT-pco3-36		4.0 (侧)	1/3 1/4	176.2 159.3	15.1 14.3	25.0 23.1	18.7 18.5	170.3 164.6	14.7 14.6	24.1 22.2	19.0 20.1
Ⅰ-2.80-20右左(左右)	YT-pco4-1	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	292.7 269.6	28.6 27.3	45.1 41.7	36.0 36.5	287.1 281.2	28.4 27.9	43.4 40.1	37.5 38.1
Ⅰ-2.80(3.00)-20右右(左左)	YT-pco4-2	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	279.7 259.0	27.3 26.0	43.2 41.4	35.6 36.1	276.0 269.1	27.0 26.6	41.6 38.4	37.2 38.0
Ⅰ-2.80(3.00)-20右内(左内)	YT-pco4-3	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	294.6 271.4	28.9 27.4	44.0 41.8	36.4 37.0	289.2 281.7	28.6 28.2	43.8 40.3	37.8 39.1
Ⅰ-2.80-20右外(左外)	YT-pco4-4	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	264.0 243.6	25.5 24.2	40.4 37.0	32.4 32.9	260.0 253.5	25.3 24.8	38.9 35.9	33.9 34.7
Ⅰ-2.80-25右左(左右)	YT-pco4-5	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	293.6 270.1	28.6 27.3	45.0 41.6	35.6 36.2	288.8 281.8	28.3 27.9	43.4 40.0	37.2 38.3
Ⅰ-2.80(3.00)-25右右(左左)	YT-pco4-6	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	297.4 275.3	28.9 27.6	45.8 42.3	35.6 36.2	293.9 285.4	28.6 28.2	44.2 40.7	37.2 38.2
Ⅰ-2.80(3.00)-25右内(左内)	YT-pco4-7	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	306.7 283.9	30.3 28.8	47.5 44.7	37.6 38.3	302.6 294.9	30.0 29.5	45.7 42.2	39.4 40.5
Ⅰ-2.80-25右外(左外)	YT-pco4-8	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	279.0 256.5	27.0 25.7	42.6 39.4	33.6 34.1	274.4 267.4	26.7 26.3	41.0 38.1	35.10 36.0

续表

类型号	图号	道岔型号	矿车(m³)	矢跨比	三心拱工程量(m³)				圆弧拱工程量(m³)			
					净掘	支护量			净掘	支护量		
						喷射混凝土	混凝土			喷射混凝土	混凝土	
							拱	墙			拱	墙
Ⅰ-2.80-30右左(左右)	YT-pco4-9	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	293.9 271.3	28.6 27.1	45.0 41.6	35.4 36.0	289.2 281.9	28.3 27.8	43.3 40.0	37.0 37.8
Ⅰ-2.80(3.00)-30右右(左左)	YT-pco4-10	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	294.2 272.0	28.7 27.3	45.3 41.4	35.4 36.0	290.6 282.5	28.4 28.0	42.8 40.1	36.8 37.9
Ⅰ-2.80(3.00)-30右内(左内)	YT-pco4-11	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	324.7 300.6	31.9 30.4	50.2 45.7	38.8 39.6	320.2 311.4	31.6 31.1	48.3 44.6	40.5 41.8
Ⅰ-2.80-30右外(左外)	YT-pco4-12	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	278.7 256.1	27.0 25.7	42.5 39.3	33.3 34.0	274.0 267.0	26.7 26.3	40.8 37.8	34.9 35.7
Ⅱ-4.7(5.0)-20右左(左右)	YT-pco4-13	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	492.0 436.5	32.9 28.3	63.2 48.0	38.8 38.3	478.6 446.8	31.8 27.5	56.9 42.2	39.3 42.9
Ⅱ-4.7(5.0)-20右右(左左)	YT-pco4-14	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	467.1 414.6	31.7 26.8	62.1 47.1	38.3 37.7	452.3 424.4	30.7 26.2	57.2 41.5	38.8 38.5
Ⅱ-4.7(5.0)-20右内(左内)	YT-pco4-15	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	491.4 436.3	33.5 28.4	65.3 49.5	40.8 40.2	477.2 446.6	31.2 27.7	57.5 43.4	41.3 43.9
Ⅱ-4.7(5.0)-20右外(左外)	YT-pco4-16	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	442.7 392.8	30.0 25.3	59.5 45.4	34.7 34.1	428.3 402.0	28.9 24.7	50.7 39.6	35.1 37.2
Ⅱ-4.7(5.0)-25右左(左右)	YT-pco4-17	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	487.7 432.8	33.1 27.9	63.6 48.3	38.1 37.6	471.6 442.8	31.5 27.3	58.5 42.5	38.6 40.9
Ⅱ-4.7(5.0)-25右右(左左)	YT-pco4-18	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	486.1 431.7	33.1 27.9	63.3 49.0	38.2 37.7	470.3 441.4	31.3 27.5	60.5 42.2	38.7 41.1
Ⅱ-4.7(5.0)-25右内(左内)	YT-pco4-19	1/5	4.0 (底)	1/3 1/4	511.7 454.3	34.9 30.1	66.4 50.4	41.6 41.1	494.8 464.2	33.2 29.3	61.1 44.2	42.2 43.6

续表

类型号	图号	道岔型号	矿车(m³)	矢跨比	三心拱工程量(m³) 净掘	支护量 喷射混凝土	支护量 混凝土 拱	支护量 混凝土 墙	圆弧拱工程量(m³) 净掘	支护量 喷射混凝土	支护量 混凝土 拱	支护量 混凝土 墙
Ⅱ-4.7(5.0)-25右外(左外)	YT-pco4-20	1/5	4.0	1/3	460.1	31.3	59.7	35.8	445.0	30.0	55.2	36.3
			(底)	1/4	408.9	25.7	46.1	35.3	417.6	25.8	40.1	38.5
Ⅱ-4.7(5.0)-30右左(左右)	YT-pco4-21	1/5	4.0	1/3	490.3	33.2	64.5	38.3	474.1	31.5	59.4	38.8
			(底)	1/4	435.0	28.1	49.1	37.8	444.9	27.4	43.0	40.8
Ⅱ-4.7(5.0)-30右右(左左)	YT-pco4-22	1/5	4.0	1/3	489.4	33.8	64.1	39.2	473.2	31.5	59.0	39.6
			(底)	1/4	434.3	28.0	48.9	38.5	444.2	27.3	42.8	42.0
Ⅱ-4.7(5.0)-30右内(左内)	YT-pco4-23	1/5	4.0	1/3	539.5	36.6	68.2	42.8	521.5	34.7	62.5	43.3
			(底)	1/4	78.7	30.9	52.1	42.3	469.4	30.1	45.5	46.2
Ⅱ-4.7(5.0)-30右外(左外)	YT-pco4-24	1/5	4.0	1/3	461.5	31.2	60.5	35.6	446.3	29.7	55.7	36.0
			(底)	1/4	410.6	25.3	46.3	35.0	418.8	25.7	40.4	38.2
Ⅳ-4.70-20右左(左右)	YT-pco4-25		4.0	1/3	242.0	21.2	35.5	24.3	236.5	20.7	34.1	24.8
			(底)	1/4	219.4	20.1	32.8	24.3	226.1	20.3	31.5	26.2
Ⅳ-4.70-20右右(左左)	YT-pco4-26		4.0	1/3	242.4	21.2	35.5	24.5	236.9	20.7	34.2	25.0
			(底)	1/4	219.8	20.1	32.8	24.3	226.5	20.3	31.5	26.2
Ⅳ-4.70-20右内(左内)	YT-pco4-27		4.0	1/3	261.3	23.0	38.5	26.5	255.3	22.5	37.0	27.1
			(底)	1/4	236.8	21.9	35.5	26.4	244.3	22.1	34.1	28.4
Ⅳ-4.70-20右外(左外)	YT-pco4-28		4.0	1/3	202.8	17.6	29.6	20.7	198.3	17.2	28.5	21.2
			(底)	1/4	184.1	16.7	27.4	20.5	189.5	16.8	26.3	22.1
Ⅳ-4.70-25右左(左右)	YT-pco4-29		4.0	1/3	260.3	22.8	38.2	25.6	254.3	22.3	36.7	26.1
			(底)	1/4	235.7	21.7	35.2	25.5	243.0	21.8	33.8	27.6
Ⅳ-4.70-25右右(左左)	YT-pco4-30		4.0	1/3	260.1	22.8	38.1	25.6	254.0	22.3	36.7	26.1
			(底)	1/4	235.6	21.7	35.2	25.6	242.9	21.8	33.8	27.6

续表

类型号	图号	道岔型号	矿车(m³)	矢跨比	三心拱工程量(m³) 净掘	支护量 喷射混凝土	支护量 混凝土 拱	支护量 混凝土 墙	圆弧拱工程量(m³) 净掘	支护量 喷射混凝土	支护量 混凝土 拱	支护量 混凝土 墙
Ⅳ-4.70-25右内(左内)	YT-pco4-31		4.0	1/3	279.3	24.7	41.1	27.7	272.7	24.1	39.5	28.2
			(底)	1/4	252.9	23.4	37.9	27.5	260.8	23.6	36.4	29.7
Ⅳ-4.70-25右外(左外)	YT-pco4-32		4.0	1/3	220.9	19.2	32.3	22.0	215.9	18.7	31.1	22.3
			(底)	1/4	200.3	18.2	29.8	21.8	206.2	18.3	28.6	23.5
Ⅳ-4.70-30右左(左右)	YT-pco4-33		4.0	1/3	278.5	24.5	40.8	26.8	271.8	23.9	39.2	27.3
			(底)	1/4	251.9	23.2	37.7	26.8	259.7	23.4	36.2	28.9
Ⅳ-4.70-30右右(左左)	YT-pco4-34		4.0	1/3	278.3	24.5	40.8	26.8	271.7	23.9	39.3	27.3
			(底)	1/4	251.8	23.2	37.6	26.8	259.6	23.5	36.1	28.9
Ⅳ-4.70-30右内(左内)	YT-pco4-35		4.0	1/3	298.0	26.3	43.7	28.8	290.8	25.7	42.1	29.3
			(底)	1/4	269.5	25.0	40.4	28.7	278.0	25.2	38.7	31.1
Ⅳ-4.70-30右外(左外)	YT-pco4-36		4.0	1/3	239.0	20.8	34.9	23.3	233.5	20.4	33.6	23.8
			(底)	1/4	216.4	19.8	32.2	23.0	223.0	20.0	30.9	25.1

注：同表1-3-104之注

第四章 溜井和溜槽

责任编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院
参加编写单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院
编写人 王理才 吕正伦

4.1 溜 井

4.1.1 溜井设计所需资料

（1）拟建矿山矿区的地质、地形和地貌情况及其附图。

（2）当地的气象和水文资料，地震烈度及冻结深度。

（3）矿山原有生产系统存在的问题和使用情况。

（4）溜井检查钻孔及其资料，详见第一章竖井部分。

（5）通过溜井的矿（岩）石总量，溜井的服务年限，工艺上对溜井的贮矿及矿石溜放的要求。

（6）溜井的上、下口标高，地下开拓运输系统各阶段的标高，溜井与卸矿硐室、装矿硐室的相互关系。

（7）矿区通风系统及对溜井系统的通风防尘、排水防水方式的要求。

（8）运输设备尺寸、装矿和卸矿方式及其设备规格尺寸。

4.1.2 溜井设计的一般规定

4.1.2.1 溜井位置的选择

溜井位置的选择除应遵守《矿床开采》卷所列各项原则外，还应遵循如下几点：

（1）溜井所穿过的岩层，当不加固时，其普氏坚固性系数$f \geq 6$以上，且要求岩层稳定、整体性好。

（2）溜井必须避开节理裂隙发育地带、褶皱、溶洞、断层和破碎地带。

（3）溜井结构形式应根据矿山地形条件、开拓运输方式、溜井卸矿及装矿方式、运输设备和溜井的服务年限等因素综合考虑。

4.1.2.2 溜井数量确定

在确定溜井数量时应注意下列因素：

（1）溜井系统的生产能力。

（2）溜井系统生产期间的经济合理性。

（3）溜井检修、降段、堵塞及跑矿事故对生产的影响程度。

（4）矿石由于品种不同，对溜井数量的特殊要求。

冶金矿山一般从检修方便，不影响生产出发，溜井的数量为两个；而不少水泥原料矿

山习惯上多设置单一溜井。

4.1.2.3 溜井系统生产能力的确定

溜井系统的生产能力取决于溜井井口卸矿能力，溜井底部装矿设备的生产能力，运输平巷或斜井的通过能力，详见《矿床开采》卷。

国内部分矿山溜井生产能力见表1-4-1。

4.1.3 溜井系统类型及结构型式

4.1.3.1 溜井系统类型

1. 露天矿溜井系统类型

露天矿溜井系统类型见图1-4-1、表1-4-2和表1-4-3中的（1）及（2）。

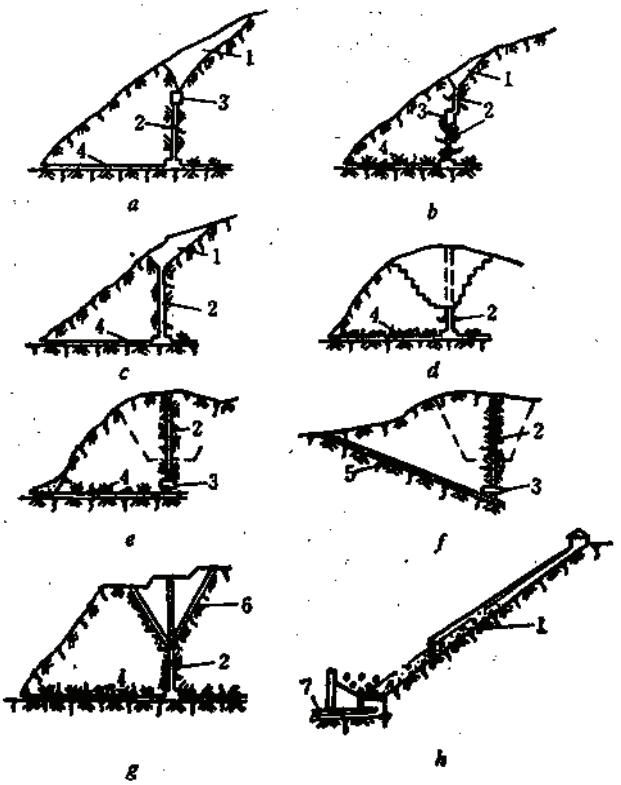


图 1-4-1 露天矿溜井系统类型图

a—溜槽→破碎→溜井→平硐系统；*b*—溜槽→溜井→破碎→溜井→平硐系统；*c*—溜槽→溜井→平硐系统；*d*—溜井→平硐系统；*e*—溜井→破碎→平硐系统；*f*—溜井→破碎→斜井系统；*g*—分枝溜井→主溜井→平硐系统；*h*—溜槽→皮带系统

1—溜槽；2—溜井；3—破碎；4—平硐；5—斜井；6—分枝溜井；7—皮带

露天矿溜井系统类型适用条件及优缺点见表1-4-2。

2. 地下矿溜井类型

地下矿溜井类型见表1-4-3中的（3）～（8）。

4.1.3.2 溜井结构型式

目前国内矿山采用的溜井（或溜槽）形式较多，按其外形特征及转运设施可分如下

国内部分矿山溜井生产能力表　　表 1-4-1

序号	矿山名称	溜井每日生产能力(t)	溜井深度(m)	溜井倾角(°)	溜井穿过的岩石情况	矿石最大块长(mm)	溜井断面尺寸(mm)
1	某铁矿	6000	100	60～70	贫铁矿、绿泥片岩	300	3000×2000
2	同上	6000	60～120	90	千枚岩	500	D3000
3	同上	4500	135	90	角闪片岩	1000	D4000
4	同上	2400	150	70	白云石灰岩	350	D2500
5	同上	7500	120	80	贫　矿	600	D4000
6	同上	6000	130～150	70	千枚岩	750	D3000
7	某矿中茨主溜井	3000	88	90	角闪岩、磁铁矿	600	2000×3000
8	某铁矿一区	800	226	60，90	砂质页岩	400	D2500
9	某铁矿西二区	500	85	60～70	白云岩、紫色石英岩	400	D2000～D4000
10	某铁矿	4000	60～120	90	安山岩、石英安山岩	600	D2500
11	某铁矿	1500	60	90	赤铁矿		2200×2400
12	某矿东主溜井	700	110	90	矽卡岩、灰岩	500	2400×2400
13	某铁矿	2600	27	90	磁铁矿	700	D5500
14	某铁矿	8000	23	90	混合岩、千枚岩	1000	D5000
15	某铜矿	2400	240	90	黑色片岩、大理岩	400	D2300
16	某铜矿	2000	50	90	厚层大理岩	400	D2300
17	某铜矿	3500	60	90	花岗岩、千枚岩	500	D2500 2300×2300
18	某铜矿	3200	250	90	角闪片麻岩	350	3200×2600
19	某铜矿一期	2750	50	90	白云岩	400	D2500
20	某铜矿二期	2750	350	90	白云岩	400	2000×2000
21	某铅锌矿	3000	30	73	千枚岩、花岗岩	350	D1800
22	某铅锌矿	500	210	90	花岗斑岩、变质砂岩	340	1500×1500
23	某铅锌矿	1200	90	90	矽卡岩、灰岩、角页岩	350	2000×2300
24	某矿溜井：1号	2650	106	90	花岗岩	400	D2300
25	2号	2650	168	90	同上	400	D2300
26	3号	2650	211	90	同上	400	D2300
27	4号	2650	211	90	同上	400	D2300
28	5号	2650	161	85	同上	400	D2300
29	6号	2650	239	73～85	同上	400	D2300
30	7号	2650	289	68～80	同上	400	D2300
31	8号	2650	52	90	同上	400	D2300
32	某矿溜井：1号	2100	82	75	砂质页岩	400	D2300
33	2号	2100	200	55～68	砂质页岩	400	D2300
34	3号	2100	200	68～77	石英岩	400	D2300
35	某矿	1500	273	90	花岗岩、石英岩	500	D2500
36	某矿	3800	89	76	石灰岩、页岩	400	D2500 2500×2500
37	某矿	800	150	90	白云岩	350	D2300
38	某石灰石矿	4500	140	90	石灰岩	700	D2500
39	同上	2400	110	90	同上	450	D2500
40	同上	2000～3000	180	90	同上	800	D3000
41	同上	2500	146	90	同上	750	D3000
42	同上	800	88	45，90	同上	750	D3000
43	某矿	5000	447	60，90	磁铁矿、辉长岩	1200	D5000
44	某矿	1000	131	90	斜长岩	500	D2500
45	某矿	2000	30	90	粉砂岩、粘砂质页岩	400	1600×1800

适用条件及优缺点表 表 1-4-2

系统类型	适用条件				优缺点			
	降雨量	矿山类型	运输方式	地形条件	矿石分级情况	生产可靠性	工程量	生产能力
图1-4-1a	少	山坡露天矿	铁路	允许	能自然分级	较可靠	较小	较大
图1-4-1b	少	同上	铁路	允许	同上	同上	较小	较大
图1-4-1c	少	同上	铁路	允许	同上	同上	小	较大
图1-4-1d	不限	同上	铁路	/	不分级	可靠	较大	较大
图1-4-1e	不限	同上	胶带	/	同上	可靠	大	大
图1-4-1f	不限	深凹露天矿	胶带	/	同上	可靠	大	大

几种：

1. 溜槽溜井

露天矿一般常采用溜槽溜井放矿，溜井有的采用垂直溜井，如表1-4-3中（1）所列；有的采用斜溜井，如表1-4-3中（2）所列。

这种型式的特点是可以充分利用山坡地形条件，尤其当山坡地形坡度为50°～55°时更为理想。开挖倒梯形断面的溜槽工程量小，施工及生产管理方便，维护费用低。有些矿山采用这种型式还可以减少平硐长度。

对于降水量较大的南方地区，由于溜槽汇水面积较大，必须在溜槽两侧和溜井口周围设置防洪排水设施。

根据北方一些矿山生产实践证明，冬季下雪结冻对溜槽放矿没有什么影响，因此溜槽溜井结构型式对北方较南方多雨区更为适用。

2. 斜溜井

无论露天或地下开采的矿山均可采用斜溜井结构。露天矿的斜溜井多与溜槽相连。地下矿的斜溜井有单阶段卸矿和多阶段卸矿两种型式，见表1-4-3中的（3）和（4）。

有的矿山由于岩层是急倾斜（倾角大于55°），且有一层坚硬、稳固、整体性好的岩层，将斜井沿此开凿，会收到较好的效果。也有的矿山为了缩短运输平巷距离，减少工程量而采用斜溜井结构型式。

斜溜井溜矿段倾角应大于矿石的自然安息角，贮矿段倾角应大于矿石的粉矿堆积角。

对于溜放高炉富矿、平炉富矿及其它易碎矿石，采用斜溜井结构型式比采用直溜井结构型式好些。对于溜放粘结性矿石，最好不采用斜溜井结构型式。

3. 单段直溜井

根据同时出矿的阶段数不同，地下矿单段直溜井可分为单阶段卸矿和带有分枝斜溜道的多阶段同时卸矿两种，如表1-4-3中（5）和（6）。

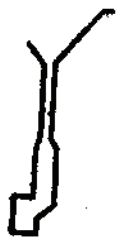
这种结构型式的溜井，构造简单，使用可靠，管理方便，因而被国内许多矿山采用。

当溜井较深，为减少矿石的落差及减轻矿石对溜井底部结构的冲击，在溜井底部设贮矿段，贮存一定高度的矿石。单阶段卸矿可尽量在溜井中贮满矿石，这样可以调节上、下阶段的运输不平衡，保证矿山连续正常生产。

4. 分段控制式溜井

当矿山多阶段同时出矿时，为降低矿石在溜井中的落差，调节各阶段的出矿量，减轻矿石对溜井的冲击、磨损，将整个溜井按阶段分设闸门和转运硐室，以便控制各阶段矿石

溜井类型、适用条件及效果表　　表 1-4-3

类型	简图	地形、地质条件	生产能力开拓方式	磨损情况	堵塞情况	跑矿	施工	管理
溜槽溜井	 (1)	山坡较陡，且坡度在50°左右，围岩坚硬稳固，整体性好	大、中、小型露天矿均可采用，生产能力大，但要做好溜槽溜井的防排水措施	溜槽两邦及底板磨损较严重，溜井口受矿石冲击磨损严重	若粉矿较多且不连续放矿时，易在井筒及溜口处堵塞	防排水处理不当容易跑矿	方便	方便
溜槽斜溜井	(2)	山坡较陡，在50°左右，斜溜井沿岩层开掘，此层岩石坚硬、稳固、整体性好	大、中、小型露天矿均可采用，当粉矿多、粘性大时不可采用。做好溜槽、井口防洪排水设施	溜槽两邦、底板磨损严重，溜井口受矿石冲击严重	当粉矿量大，粘性大时，容易在溜井贮矿段发生堵塞	同上	一般	一般
单阶段卸矿的斜溜井	(3)	围岩只有一层坚固稳定，整体性好的岩层，岩层倾角大于60°的地下矿	中、小型地下矿采用较多。当矿石中含粉矿较多，且粘性较大时，不宜采用斜溜井放矿	溜矿段底板及贮矿段顶板磨损较严重	贮矿段及放矿口处易发生堵塞	较少	较方便	一般
多阶段同时卸矿的斜溜井	(4)	主溜井穿过的岩层坚硬、稳固、整体性好，且倾角大于60°	大、中、小型地下矿均可采用。特别是多阶段同时出矿的矿山。当矿石含粉矿多，粘性大时、不宜采用	溜井底板磨损较严重，分枝溜道对面的井壁受矿石冲击严重	贮矿段及放矿溜口处容易发生堵塞	较少	复杂	较复杂

续表

类型	简图	地形、地质条件	生产能力开拓方式	磨损情况	堵塞情况	跑矿	施工	管理
单阶段卸矿直溜井	(5)	地形陡峭，急倾斜岩层，围岩坚硬稳固，整体性好	露天矿及地下矿均可采用。生产能力较大	由于单水平卸矿、溜井口中心落矿，故对溜井冲击磨损较轻	在放矿溜口处有时发生堵塞	较少	方便	方便
分支斜溜道多阶段卸矿直溜井	(6)	急倾斜厚岩层、围岩坚硬稳固，整体性好	大、中、小型地下矿均可采用。适用于多阶段同时生产的矿山，防止各阶段的水进入溜井	溜井上口及分枝斜溜道对面的井壁受矿石冲击磨损严重	溜口处容易发生大块矿石卡矿堵塞	较少	复杂	较方便
分段控制直溜井	(7)	适用于坚硬稳固、整体性好的急倾斜厚岩层的地段	大、中、小型的地下矿山均可采用，适用于多阶段同时生产的矿山，也适用于单阶段生产的矿山	溜井转角处受矿石冲击、磨损严重	转角处和控制闸门处容易发生堵塞	一般	复杂	复杂
阶梯式直溜井	(8)	缓倾斜岩层，构造复杂时，可在局部地带布置短溜井，但围岩应较好	适用于大、中、小型地下矿山，无论是单阶段生产或多阶段同时生产的矿山均可采用	这种型式可以形成中心落矿，减少对溜井的冲击磨损，只有溜井上口10m左右受矿石冲击磨损较严重	很少发生堵塞	很少	较方便	较复杂

的溜放，见表1-4-3中的（7）。

这种结构型式的缺点，增加了生产管理环节，增大了维修量。

5．阶梯式溜井

阶梯式溜井的特点是将溜井分成几段，上下段之间用平硐（巷）运输来连接，见表1-4-3中的（8）。这种结构型式适用于缓倾斜岩层，虽然这种岩层构造复杂，但在局部地带还可以找到较好岩层布置短溜井。

这种结构型式工程量大，增加了投资和转运环节，使生产管理复杂化。

4.1.4　国内矿山溜井结构实例

国内矿山溜井结构实例见图1-4-2、图1-4-3、图1-4-4和表1-4-4。

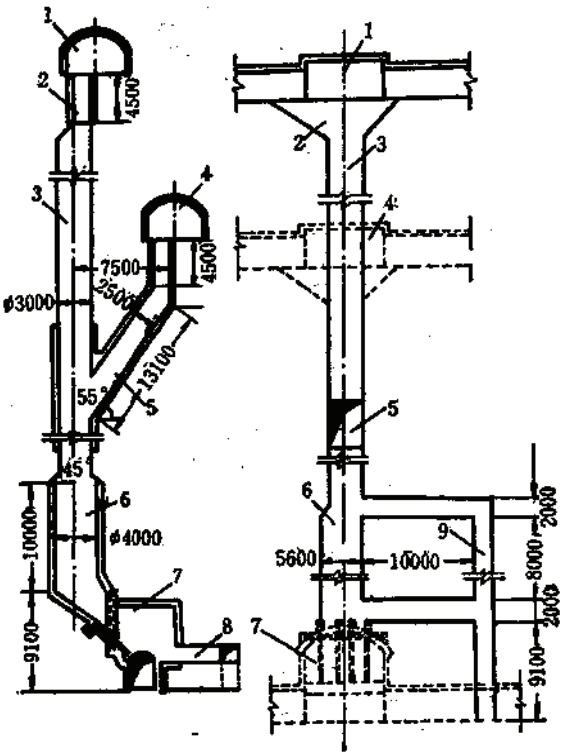


图 1-4-2　直溜井设计图

1—卸矿硐室；2—卸矿坑；3—溜井；4—卸矿硐室；5—斜溜道；6—贮矿仓；7—装矿硐室；8—安全通道；9—检查天井

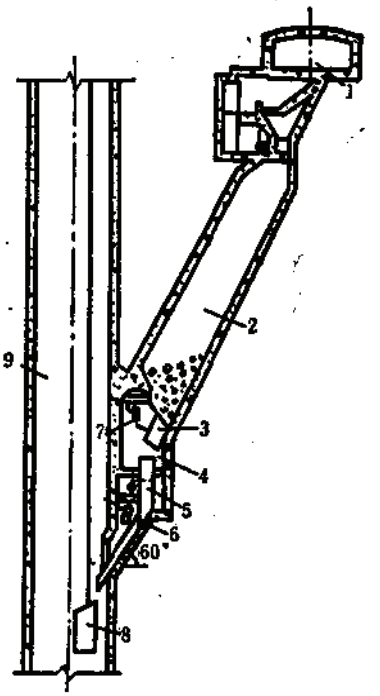


图 1-4-3　斜溜井设计图

1—卸矿硐室；2—箕斗矿仓；3—扇形闸门；4—计量硐室；5—计量斗；6—计量斗闸门；7—汽缸；8—箕斗；9—箕斗竖井井筒

4.1.5　溜井主要参数的确定

4.1.5.1　溜井断面尺寸的确定

溜井断面尺寸主要取决于所溜放矿石的最大块度，矿石的颗粒组成情况、湿度、内摩擦角、粘结力、外摩擦角、粉矿含量等因素。

合理地确定溜井断面尺寸是保证溜井正常生产的关键。

1．溜井断面形状

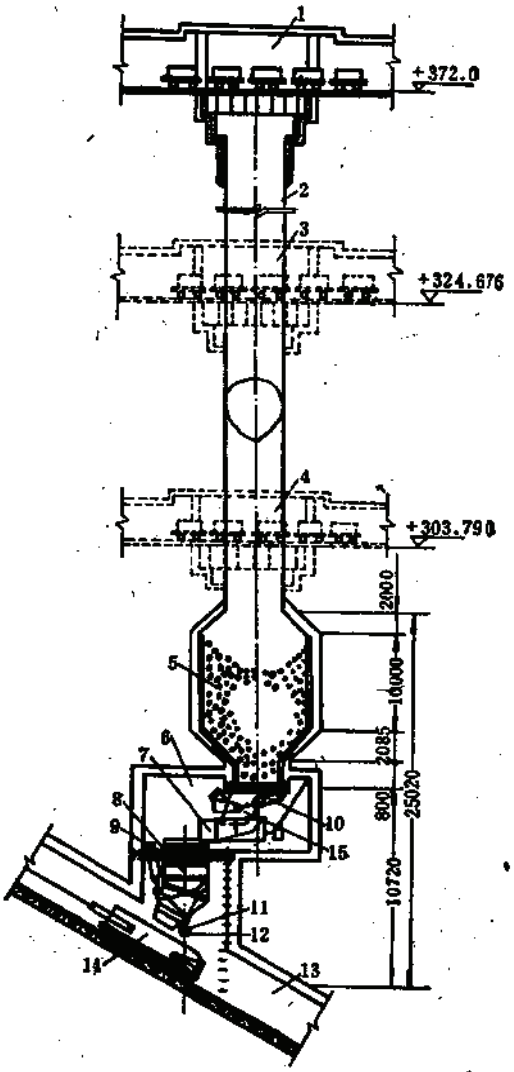


图 1-4-4 多阶段同时卸矿直溜井系统图

1—上阶段卸矿硐室；2—溜井；3、4—中间阶段卸矿硐室；5—贮矿仓；6—装矿硐室；7—电振给矿机；8—计量装置；9、10—汽缸；11—压磁元件；12—I36组合梁；13—斜井；14—箕斗；15—溜口装置

溜井断面形状一般设计成圆形、矩形，也可以设计成方形或椭圆形。圆形断面受力情况好，施工方便。在断面相同的情况下，直溜井多设计成圆形断面，斜溜井多设计成矩形或拱形断面。

2. 溜井直径（或溜井最小边长）的确定

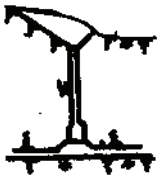
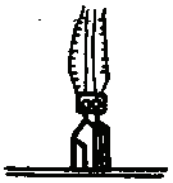
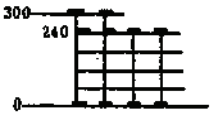
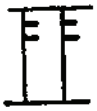
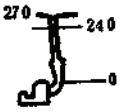
溜井直径由下式确定：

$$d \geqslant k\delta_{max} \tag{1-4-1}$$

式中 d——溜井直径（或最小边长），m；

k——溜井不同断面的矿（岩）石通过系数，$k=4\sim8$；

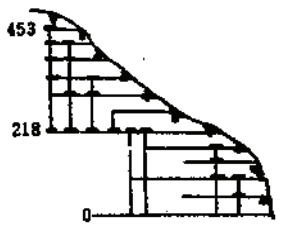
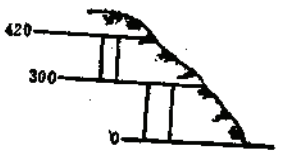
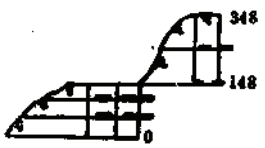
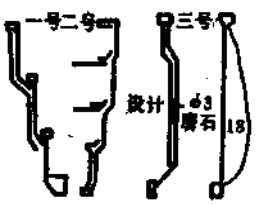
溜井结

序号	结构类型	简图	溜井编号	垂深(m)	坡度(°) 溜井	坡度(°) 溜槽	斜长(m)	溜井(槽)穿过的岩层
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	溜槽溜井	 (a)	1	54	90	43～45	45	$f=8\sim10$
			2	11	90	48	50	$f=8\sim10$
			3	51.6	90	48	79	$f=8\sim10$
			4	16	90	45	45	$f=8\sim10$
			5			42～50		矿石 $f=12\sim16$
		 (b)	1	110	45～68		137	贫铁矿石 $f=12\sim16$ 绿泥角闪片岩 $f=6\sim10$
			2		51～65		127	
			3		41～70		130	
			4		38～68		130	
			5		54～65		23	
2	单段溜井	 (c)	1	240	90			矿石 $f=12\sim14$ 千枚岩 $f=8\sim10$
			2	240	90			
			3	300	90			
			4	300	90			
		 (d)	1	150	90			白云岩 $f=4\sim10$
			2	150	90			
		(e)	1	240	90			黑色片岩 $f=2$ 大理岩 $f=8\sim10$
			2	240	90			同　上
			3	135	90			大理岩 $f=8\sim10$
		 (f)	1	240 (270)	90			角闪岩花岗岩 $f=6\sim8$
			2	290	60		275	矿石辉长岩
			3	250	90			

构 类 型

表 7-4-4

矿石最大块度 (mm)	溜井规格 (m)	下部结构 高度 (m)	下部结构 断面 (m²)	闸门 型式	闸门 数量 (个)	闸门 宽度 (m)	闸门 高度 (m)	闸门 坡度 (°)	闸门 溜口结构	年产量 ×10⁴ (t)
10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
750	D3		7.5×7.5	指状闸门	双溜口	1.6	1.2	45	楔形	90
750	D3		7.5×7.5			1.6	1.2	45	同上	60
750	D3		7.5×7.5			2.0	1.2	45	同上	60
750	4×4		7.5×7.5			2.0			同上	57
1200					单溜口	3.2	2.15	38		150
320					单溜口			45	楔形	670~700
320								42		
150						1.3	0.8	58		
320						1.3	0.8	38		
320						1.3	0.8	36		
600	D4			链锤式闸门	单溜口	2.5	2.2	40	矿仓式	350
						2.5	2.2	40		
						2.5	2.2	40		
						2.5	2.2	40		
350	D2.3	20	D4	扇形闸门	双溜口	1.05	0.9	45	矿仓	
		8	D4			1.05	0.9	45		
500	D2.3	10	D5	指状闸门	双溜口	1.63	1.0	45	矿仓	70
750	D6	30	D6 D9	链式	单溜口	3.0	2.5	50	倒圆锥	400~500
1200	4×3			板式给矿机	单溜口				矿仓	150
1200	D5									

序号	结构类型	简图	溜井编号	垂深(m)	坡度(°) 溜井	坡度(°) 溜槽	斜长(m)	溜井(槽)穿过的岩层
1	2	3	4	5	6	7	8	9
3	阶梯式溜井	 (g)	1	108	90			花岗岩 $f=12\sim19$
			2	160	90			
			3	211	90			
			4	211	90			
			5	162	83～90			
			6	235	73～81			
			7	281	69～89			
			8	55	90			
		 (h)	1	300	90			千枚岩 $f=8\sim10$
			2	300	90			
			3	120	90			
			4	120	90			
		 (i)	1	148	90			闪长岩 $f=14\sim16$
			2	148				
			3	148				
			4	190				
			5	200				
4	分段控制溜井	(j)	1	82	75～79			辉长岩
			2	195	60～90			
			3	200	56～68			
		 (k)	1	350	90			白云岩 $f=4\sim6$
			2	370	90			石灰岩 $f=7\sim8$ 花岗闪长岩 $f=6\sim7$
			3	131	90			斜长岩

续表

广石最大块度 (mm)	溜井规格 (m)	下部结构 高度 (m)	下部结构 断面 (m²)	闸门 型式	闸门 数量 (个)	闸门 宽度 (m)	闸门 高度 (m)	闸门 坡度 (°)	闸门 溜口结构	年产量 ×10⁴ (t)
10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
350	D2.3			指状闸门	单溜口	1.5	0.9	45	槽形	55
		8	D5						矿仓	
		8	D5							
									槽形	
		8	D5						矿仓	
		8	D5							
		8	D5							
500	D4			链锤式闸门	双闸门单溜口	2.5	2.2	40	矿仓	150
350～500	D3.2	30	D5	指状闸门	单溜口	1.51	1.0	45	矿仓	
350～500		30	D5		双溜口					
350～500			D5		单溜口					
500			D5		同上					
500			D5		同上					
350	D2.3			指状闸门				45	槽形	70
		40	D5							
		40	D5							
400	2×2	30 300	D4 D3	扇形	双溜口	1.05	0.9	45	矿仓	53
400	2×4				单溜口	0.8	0.6	55	槽形	30
400	D3 (18×16)			指状	单溜口	1.3	0.9	45	槽形	36

δ_{max}——矿（岩）石最大块度尺寸，m。

选取溜井直径（或最小边长）可参见表1-4-5。

溜井直径（或最小边长）表 表 1-4-5

溜放矿石块度 (mm)	非贮矿段直径或最小边长度 (mm)	贮矿段直径或最小边长度（mm）	
		无粘性矿石	粘性较大矿石
0～350	2000	3000	≥5000
0～500	2500	3500	≥5000
0～750	3000	4000	≥5000
0～1200	4000	5000	≥6000

4.1.5.2 溜井深度的确定

溜井深度主要取决于矿山的地形、地质条件，矿体的赋存情况和矿山的开拓运输方式等。目前我国一些矿山溜井实际深度见表1-4-6。

国内部分矿山溜井断面尺寸及深度 表 1-4-6

矿山名称	溜井直径 (mm)	溜井断面 (m^2)	溜井深度 (m)
西沟石灰石矿	4000	12.60	330
某铁矿	5000	19.60	447
某铁矿	4000	12.60	240
符山铁矿	3200	8.04	190
把关河石灰石矿	5000	19.60	352
弓长岭铁矿二区	5000	19.60	330
符山铁矿	3200	8.04	200
西沟石灰石矿	6000	28.28	330
黑山铁矿	5000	19.60	158
某铁矿	4000	12.60	300
德兴铜矿	5700	25.50	180
南芬露天矿	6000	28.28	230

根据我国应用溜井放矿的实践和调查研究表明，如果溜井断面尺寸选择的合适，并且采用贮矿措施，溜井深度可以不受限制，因为当贮矿高度达到一定值时，溜井垂直压力是个常数。

4.1.5.3 溜井坡度的确定

溜井坡度主要取决于所溜放的矿石块度、矿石颗粒组成、粉矿含率；矿体的赋存条件，矿石及围岩的物理力学性质等。根据上述，可以适当地选择直溜或斜溜井。

直溜井或斜溜井有不同的适用条件，其优缺点见表1-4-7。

溜井坡度可根据不同情况分别确定如下：

1．溜井贮矿段坡度

溜井贮矿段坡度应大于矿石的流动角β_0，流动角β_0见表1-4-8。

溜井贮矿段坡度一般可按表1-4-9选取，也可按（1-4-2）公式计算：

直溜井与斜溜井的优缺点表 表 1-4-7

项目			溜井坡度（°）		
			直溜井	斜溜井	
			90°	60°	45°
溜井水平断面(%)			100	115.5	141.4
开凿量 (%)			100	115.5	141.4
通过系数 (%)			100	97.5	83.9
溜井垂直压力(%)			100	93	74
溜井垂直应力(%)			100	80.5	52
自然分级			差	较好	好
自然调向			差	较好	好
施工难易程度			易	难	难
投资			较低	较高	较高
磨损	非贮矿段	磨损部位	四周	底板和两侧	底板和两侧
		磨损严重部位及区间	冲击点	底板（随着深度增加磨损严重）	底板（随着深度增加磨损严重）
		磨损比较	较轻	较重	较重
	贮矿段	溜口磨损严重部位	靠溜口侧	顶板	顶板
		磨损相对比较	磨损均匀	磨损较不均匀	磨损较不均匀
		粉矿堆积线以下	不磨损	不磨损	不磨损
加固	非贮矿段	一般情况下	不加固	不加固	不加固
		冲击点	采用缓冲坑		
		底板		采用粉矿坝	采用粉矿坝
	贮矿段	溜井井筒需要加固时	四周	顶板及两侧	顶板及两侧
		侧向溜口	额墙加固	额墙加固	额墙加固
		中心溜口	溜井底部	—	—
		平溜口	溜井底部	—	—
矿石在溜井中堵塞	夯实作用		大	较小	小
	堵塞类型		全拱	半拱	半拱
	坡度小于流动角时堵塞频率		低	高	高

$$\alpha \geqslant 45^\circ + \frac{\varphi_0}{2} \qquad (1\text{-}4\text{-}2)$$

式中 α——溜井坡度（°）；

φ_0——矿石自然安息角（°），见表1-4-10。

矿石流动角 β_0 值　　表 1-4-8

矿石名称	矿石粘结性	β_0 值
白云岩（含铜）	不粘	65°～70°
石英岩（含钨）	不粘	65°～70°
鲕状赤铁矿	不粘	55°～60°
钒钛磁铁矿	不粘	60°
磁铁矿	不粘	60°～61°
赤铁矿	粉矿较多	65°～70°
矽卡岩型磁铁矿（绿色）	粘矿多，含泥	≥80°
矽平岩型磁铁矿（黑色）	不粘	65°～70°
石英岩	—	60°～70°
赤铁矿（富矿）	粘性较大	65°～80°

溜井贮矿段坡度　　表 1-4-9

溜放的矿石情况	溜井贮矿段坡度（°）
溜放块矿时	60～70
溜放含粉矿的混合矿时	65～80
溜放含泥、含粉矿的混合矿时	80～90

2. 溜井非贮矿段的坡度

$$\alpha \geqslant \mathrm{tg}^{-1}\mu + (5^\circ \sim 10^\circ) \qquad (1\text{-}4\text{-}3)$$

式中　α——溜井非贮矿段坡度（°）；

μ——矿石与溜井井壁间的摩擦系数，一般$\mu = 0.7 \sim 1.0$。

一般情况下，溜井非贮矿段坡度应大于55°，当溜井处在采矿场内时，为了便于溜井降段，溜井非贮矿段坡度应取和溜井贮矿段坡度一致的坡度。

各种矿石、岩石的自然安息角见表1-4-10。

4.1.6 溜口结构参数的确定

溜口是溜井的咽喉，溜口结构是溜井的重要组成部分。溜口结构参数应根据所溜矿的矿石块度、块度组成，粘结力等物理力学性质来确定。而且对溜口位置、溜口形状和生产管理情况等因素也要考虑。

4.1.6.1 溜口最小宽度的确定

溜口宽度为溜口两侧板之间的水平距离，溜口最小宽度取决于所溜放矿石的性质、块度及装载运输设备的规格、尺寸。

图1-4-5为溜口尺寸计算简图，溜口最小宽度计算如下：

各种矿石、岩石的自然安息角 表 1-4-10

序号	名称	密度 γ (t/m³)	自然安息角φ_0 (°)	侧压力系数 k	摩擦系数 对混凝土	摩擦系数 对钢板
1	铁烧结矿	1.70～2.00	45°	0.171		
2	磷灰石晶矿	1.90	35°	0.271	0.60	0.35
3	石膏(块径<100mm)	1.35	40°	0.217	0.55	0.35
4	石膏(块径>100mm)	1.45	30°	0.333	0.45	0.30
5	矾土	1.20	30°	0.333	0.50	0.30
6	干的粘土	1.60～1.70	40°～45°	0.217～0.171	0.50	0.70
7	湿的粘土	1.90～2.20	15°～25°	0.589～0.416	0.20	0.30
8	潮湿的粘土	1.70～1.80	25°～35°	0.406～0.271	0.30	0.40
9	湿的砾石	1.90～2.00	25°～35°	0.406～0.271	0.40	
10	干的砾石	1.80	35°～45°	0.271～0.171	0.45	0.75
11	湿土	1.70	28°～30°	0.361～0.333		
12	潮湿土	1.60	30°～35°	0.333～0.171		
13	白云石	1.70～1.74	40°	0.217		
14	干的腐植土	1.20～1.50	28°～35°	0.362～0.271		
15	干的煤灰	0.40～0.70	40°～50°	0.271～0.132	0.84	0.60
16	生石灰(粒径<100mm)	0.90	35°	0.271	0.55	0.35
17	消化石灰粉	0.70	35°	0.271	0.55	0.35
18	石灰石	1.40～1.70	35°～45°	0.271～1.71		0.55
19	生石灰(粒径>100mm)	1.10	30°	0.333	0.45	0.35
20	焦炭	0.60	45°	0.171	0.84	0.47
21	水晶石	0.90～1.00	25°～37°	0.406～0.249		0.55
22	块石	1.30～2.00	37°	0.249	0.84	
23	水泥熟料	1.40	33°	0.295		
24	电石	0.90	28°	0.361		
25	石英(粒径50mm)	1.37～1.56	40°	0.217		
26	镁粉(粒径<10mm)	1.80	33°	0.295	0.53	0.35
27	锰矿石	1.80～2.00	45°	0.171		
28	铁碴	1.90～2.10	30°～35°	0.333～0.231		
29	干砂	1.60	35°	0.271	0.70	0.50
30	潮湿的砂	1.81	40°	0.217	0.65	0.40
31	含水饱和砂土	2.00	25°	0.406	0.46	0.35
32	煤的粉末	0.70	15°	0.589		
33	铁矿石	1.8～2.0	40°	0.217		
34	磁铁矿	2.50～3.50	45°	0.171		
35	赤铁矿	2.50～3.00	45°	0.171		
36	褐铁矿	1.20～2.00	45°	0.171		
37	烧碱	0.60	40°	0.217	0.50	0.30
38	干的砂质粘土	1.60	20°～40°	0.490～0.217		
39	潮湿的砂质粘土	1.90	15°～20°	0.589～0.490		
40	湿的砂质粘土	2.10	20°～25°	0.490～0.406		
41	无烟煤	0.90	30°	0.333	0.50	0.30
42	褐煤	0.70	45°	0.171	0.70	0.35
43	磷料	1.60	40°	0.217	0.50	0.30
44	水泥	1.80	30°	0.333	0.58	0.30
45	干的煤碴	0.60～1.00	35°～50°	0.271～0.312		0.40
46	烟煤	0.90	40°	0.217	0.60	0.30

续表

序号	名　　称	密度 γ (t/m³)	自然安息角φ_0 (°)	侧压力系数 k	摩擦系数	
					对混凝土	对钢板
47	碎　煤	0.80	40°	0.217	0.65	0.35
48	大块泥煤	0.75	30°	0.333		
49	碎块泥煤	0.65	30°	0.333		

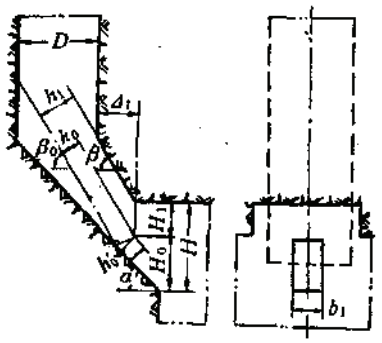


图 1-4-5　溜口尺寸计算简图

$$b \geqslant k_1 \delta_{max} \qquad (1\text{-}4\text{-}4)$$

式中　b——溜口最小宽度，m；

k_1——系数，一般取$k=3$；

δ_{max}——矿石最大块度尺寸，m。

4.1.6.2　溜口最小高度的确定

溜口高度为溜口顶板到粉矿堆积线之间的垂直距离。通常溜口高度为溜口宽度的0.8倍，即：

$$h_1 \geqslant 0.8b \qquad (1\text{-}4\text{-}5)$$

式中　h_1——溜口的最小高度，m；

b——溜口的最小宽度，m。

当溜放粘性矿，经试验可取得溜放矿石的物理力学参数时，也可按下列公式计算h_1值：

$$h_1 \geqslant \frac{k_2 c}{\gamma}(1+\sin\phi) \qquad (1\text{-}4\text{-}6)$$

式中　h_1——溜口的最小高度，m；

k_2——综合系数$k_2 \leqslant 4$；

c——溜放矿石在生产控制湿度时的粘结力，由试验得出此值，kN/m²；

γ——溜放矿石在生产控制湿度时的密度，由试验得出，kN/m³；

ϕ——溜放矿石在生产控制湿度时的内摩擦角，由试验得出，（°）。

4.1.6.3　溜口倾角的确定

1. 溜口底板倾角的计算

溜口底板倾角由下式计算：

$$\alpha \geqslant \phi_0 + \delta \qquad (1\text{-}4\text{-}7)$$

式中　α——溜口底板倾角（°）；

ϕ_0——矿石与溜口底板的静摩擦角（°）；

δ——角度增加值，一般取$\delta=2°\sim5°$。

溜口外段溜口底板与水平面之夹角称为溜口底板倾角α。为保证溜口顺利放矿，且不致于发生跑矿现象，α应等于或大于所溜放矿的自然安息角。一般$\alpha=38°\sim45°$。

静摩擦角ϕ_0值见表1-4-11。

2. 溜口顶板倾角的确定

矿石与溜口底板的静摩擦角 表 1-4-11

矿石名称	溜口底板的材料	静摩擦角 ϕ_0	静摩擦系数 μ
铁矿石	钢材	33°～42°	0.65～0.90
白云岩	钢材	30°～40°	0.58～0.84
花岗岩	钢材	31°～42°	0.60～0.90
岩盐	钢材	25°～41°	0.47～0.87
石膏	钢材	31°～38°	0.60～0.78
砂岩	钢材	32°～42°	0.62～0.90
硬砂岩	钢材	28°～40°	0.53～0.84
煤	钢材	20°～40°	0.35～0.84
焦炭	钢材	24°～37°	0.45～0.75

溜口顶板倾角应满足当溜口底板堆积粉矿后，溜口高度仍能满足矿石流动要求，使矿石顺利流通。为此，溜口顶板倾角应等于或大于矿石流动角（粉矿堆积角），

即
$$\beta \geqslant \beta_0 \tag{1-4-8}$$

式中 β——溜口顶板倾角（°）；

β_0——矿石流动角，见表1-4-8。

4.1.6.4 溜口斜脖长度和双溜口中心距的确定

1. 双溜口中心距离的确定

当采用单向双溜口放矿形式时，首先应保证两溜口与溜井中心相对称，否则易造成贮矿仓中矿石自然分级和放矿不均匀，影响放矿效果。

双溜口中心距离应依矿车和放矿闸门规格尺寸确定，为适应双溜口同时放矿的要求，故双溜口中心距应为矿车长度的整数倍，即

$$L = nL_1 \tag{1-4-9}$$

式中 L——双溜口中心距离，m；

n——正整数，一般$n=1\sim3$；

L_1——矿车全长，m。

2. 溜口斜脖长度

溜口斜脖长度计算如下：

$$L_2 = \frac{\Delta_1}{\cos\beta} \tag{1-4-10}$$

式中 L_2——溜口斜脖长，m；

Δ_1——溜井内井壁至额墙内壁距离，见图1-4-5，一般取$\Delta_1=0\sim1$m；

β——溜口顶板倾角（°）。

当溜口顶板角度大于或等于粉矿堆积角时，则斜脖长度可以不受限制。但是，为了控制放矿速度，减少磨损，保护放矿闸门的安全，也不应把斜长取得太长或太短。取得太长，易造成放矿堵塞，又浪费材料；取得太短，易造成跑矿事故，操作不安全。一般取$L_2=0.5\sim2$m。

4.1.6.5 缓冲矿仓结构参数的确定

1. 特点

采用缓冲矿仓底部结构型式的溜井，有如下几个特点：

（1）当溜井放空后，再往溜井内卸矿时，矿石不会直接冲击放矿溜口，可避免砸坏溜口结构和给矿机等设备。

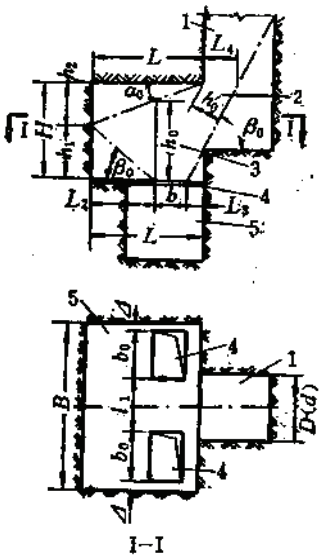


图 1-4-6　侧向溜口的缓冲矿仓简图

1—溜井；2—缓冲矿仓溜口；3—缓冲矿仓；4—给矿（装矿）溜口；5—给矿机硐室

（2）由于缓冲矿仓溜口断面大，故矿石在溜口处堵塞机会少。

（3）矿石在缓冲矿仓中得到二次松散，从而避免了在装矿时由于矿石冲击夯实作用产生的堵塞。

（4）由于采用缓冲矿仓，给矿机（特别板式给矿机）的负荷减少，降低了经管费。

（5）设缓冲矿仓工程量大，基建投资多。

2．侧向溜口的缓冲矿仓溜口尺寸的确定

侧向溜口的缓冲矿仓见图1-4-6。

1）缓冲矿仓溜口宽度的计算

缓冲矿仓溜口宽度的计算如下：

$$d \geqslant k_3 \delta_{max} \tag{1-4-11}$$

式中　d——溜口宽度，m；

k_3——系数，一般取$k_3 \geqslant 3$；

δ_{max}——矿石最大块度尺寸。

2）缓冲矿仓溜口有效高度的计算

（1）当溜放非粘结性矿石时：

$$h_0' = d \tag{1-4-12}$$

式中　h_0'——溜口有效高度，m；

d——溜口宽度，m。

（2）当溜放粘性矿石时：

$$h_0' \geqslant \frac{k_f c_{max}}{\gamma_1}(1+\sin\phi_1) \tag{1-4-13}$$

式中　k_f——系数，一般取$k_f \leqslant 4$；

c_{max}——矿石最大粘结力，kN/m²；

γ_1——矿石在最大粘结力时重力密度，kN/m³；

ϕ_1——矿石最大粘结力时内摩擦角（°）。

（3）溜口水平投影长度计算：

$$L_4 = \frac{h_0'}{\sin\beta_0} \tag{1-4-14}$$

式中　L_4——溜口水平投影长度，m；

β_0——矿石流动角（°），见表1-4-8；

h_0'——溜口有效高度，m。

3．侧向溜口缓冲矿仓高度的计算

侧向溜口缓冲矿仓高度的计算如下：

$$H = h_0 + (b + L_3)\mathrm{tg}\alpha_0 \tag{1-4-15}$$

式中 H——缓冲矿仓高度，m；

h_0——矿石补给层最小厚度，一般等于板式给矿机上料层厚度的（1.5～2）倍，m；

b——给矿溜口宽度，m；

α_0——矿石自然安息角（°）；

L_3——给矿溜口边到缓冲矿仓壁的距离，一般$L_3=1\sim3$m。

4. 缓冲矿仓长度的计算

当矿仓溜口对侧仓壁不需要加固时：

$$L=\frac{H+(b+L_3)\mathrm{tg}\beta_0}{\mathrm{tg}\alpha_0+\mathrm{tg}\beta_0} \tag{1-4-16}$$

式中 L——缓冲矿仓长度，m；

H——缓冲矿仓高度，m；

b——给矿溜口宽度，m；

L_3——给矿溜口边到缓冲矿仓壁的距离，m；

β_0——矿石流动角（°）；

α_0——矿石自然安息角（°）。

当矿仓溜口对侧仓壁需要加固时，即$L_2=0$时

$$L=b+L_3 \tag{1-4-17}$$

5. 缓冲矿仓宽度计算

当给矿溜口为一个时，矿仓溜口宽度即是缓冲矿仓宽度，即$B=d$ (1-4-18)

当给矿溜口为两个时，则：

$$B=2b_0+L_1+2\Delta \tag{1-4-19}$$

式中 B——缓冲矿仓宽度，m；

b_0——给矿溜口宽度，m；

L_1——给矿溜口内壁间距，m；

Δ——加宽值，一般$\Delta=0\sim1$m。

4.1.6.6 缓冲矿仓中矿石压力的计算

矿仓中矿石设计压力P为：

$$P=P_k\gamma_0\gamma_Q \tag{1-4-20}$$

式中 P_k——矿仓中矿石标准压力，kN；

γ_0——结构重要系数，一般取$\gamma_0=1.1$；

γ_Q——荷载分项系数，一般取$\gamma_Q=1.4$；

P——设计压力，kN。

1. 矿仓溜口水力半径

对各种形状的溜口，由于溜口周围有可能因矿石突出部分的存在，而使溜口尺寸减少，故在计算水力半径时，应将溜口在有矿石突出部分的各边减去半个溜放矿石平均块度的尺寸（粉矿除外）。

斜溜口，因溜口底板不可能存留矿石，故只考虑溜口其它三边有矿石突出部分，这样水力半径可按下列公式计算（按矩形考虑）：

$$R=\frac{(A-0.5a)(B-a)}{2(A+B-1.5a)} \tag{1-4-21}$$

底开式水平溜口，水力半径可按下列公式计算：

圆形
$$R=\frac{D-a}{4} \tag{1-4-22}$$

方形
$$R=\frac{A_0-a}{4} \tag{1-4-23}$$

矩形
$$R=\frac{(A-a)(B-a)}{2(A+B-2a)} \tag{1-4-24}$$

式中　R——水力半径，m；

a——矿石平均块度，m；

A——溜口出口高度，m；

B——溜口出口宽度，m；

D——溜口直径，m；

A_0——溜口出口每边尺寸，m。

2．矿仓中单位水平面上垂直压力的计算

当$h<20R$时，视为浅仓，其压力为：

$$\sigma_h=\gamma h \tag{1-4-25}$$

当$h>20R$时，视为深仓，其压力为：

$$\sigma_h=\frac{\gamma R}{k_c\mu}\left(1-\frac{1}{e^{\frac{k_c\mu h}{R}}}\right) \tag{1-4-26}$$

上式中，当h足够大时，括号中数值趋于1，所以在实际应用时通常用下式计算：

$$\sigma_h=\frac{\gamma R}{k_c\mu} \tag{1-4-27}$$

$$k_c=\frac{1-\sin\phi}{1+\sin\phi}=\mathrm{tg}^2\left(45^\circ-\frac{\phi}{2}\right) \tag{1-4-28}$$

式中　σ_h——矿仓中单位水平面上的垂直压力，kN/m^2；

γ——矿仓中物料的重力密度，kN/m^3；

μ——矿石与仓壁之间的摩擦系数，当仓壁为混凝土时，$\mu=0.4\sim0.7$；当仓壁为钢板时，$\mu=0.3\sim0.5$；

e——自然对数的底；

R——矿仓溜口的水力半径，m；

h——矿仓中矿石的贮存高度，m；

k_c——松散矿石的侧压力系数。

3．溜口承受矿石的标准压力计算

标准压力P_h根据溜口平面的设置角度不同，分三种情况进行计算。

（1）水平溜口：

$$P_{vh}=k_t\sigma_hF_1 \tag{1-4-29}$$

（2）垂直溜口：

$$P_{Hk}=k_t k_c \sigma_k F_2 \tag{1-4-30}$$

（3）倾斜溜口：

$$P_{\alpha k}=k_t \sigma_k(\cos^2\alpha+k_c\sin^2\alpha)F_3 \tag{1-4-31}$$

式中 F_1、F_2——有效受力截面积，m^2；

α——溜口平面与水平面的夹角，°；

k_t——使用特点系数，若矿仓一次放空，$k_t\geqslant 2$；若不全部放空时，$k_t\geqslant 1.5$。

4. 几个有关系数的确定

（1）松散物体的摩擦角与摩擦系数见表1-4-12、表1-4-13和表1-4-14。

（2）不同内摩擦角的相互对应的侧压系数k_c值的确定，见表1-4-15。

（3）系数$1-\dfrac{1}{e^{\frac{k_c\mu}{R}h}}$的求得。

为计算的方便，通常列表直接查出其数值，见表1-4-16。

4.1.6.7 国内几个大型矿山溜口尺寸及使用情况

国内几个大型矿山溜口尺寸及使用情况见表1-4-17。

4.1.7 溜井磨损及溜井加固

4.1.7.1 溜井磨损的因素分析

（1）如果溜井所穿过的岩层坚硬、整体稳定性好，裂隙率低，则磨损速度慢；反之则磨损速度快，特别是当溜井穿过岩层较软、节理裂隙发育时，不但会增加溜井磨损速度，还有可能导致溜井片帮和塌方，严重影响溜井的正常生产。

（2）溜井井筒由于受溜放矿石的冲击磨损作用，溜井非贮矿段要比贮矿段磨损严重，溜井井口要比溜井井底磨损严重。

（3）一般情况下，溜井非贮矿段受矿石冲击部位磨损值大些，磨损速度快些。当溜井的磨损值与磨损速度有突变点时，应注意是否有片帮和塌方现象；溜井贮矿段磨损值与深度无关。

（4）溜井应穿过坚硬、稳定和整体性好的岩层，详见表1-4-18的一些矿山实例。

从表1-4-18中可以看出，溜井断面以圆形为多数，其直径为2～6m，除少数几个矿为斜溜井外，其余均为直溜井。溜放矿石的最大块度为150～1200mm，溜井最深达600m，而我国溜井最深达447m。

溜井穿过岩层大部分是坚硬、稳定和整体性好的岩层。

（5）国内一些矿山溜井磨损情况，见表1-4-19。

（6）溜井穿过的岩层特性和物理力学性质对溜井磨损的影响，见表1-4-20。

（7）溜井（槽）断面大小与磨损速度的关系。

随着溜井断面不断的被磨大，而溜井的磨损速度会逐渐的降低，见表1-4-21和表1-4-22。

由表1-4-21可以看出，由于溜井磨损后，断面不断地增大，这样矿石下落时逐渐向中心落矿的趋势发展，矿石对溜井井壁的冲击次数随之减少，因而表中的两条溜井在1969年实测的磨损速度比1964年的降低41～44%。

（8）直溜井和斜溜井的磨损速度以及溜井本身各部位的磨损速度是不一样的，见表

松散物料内摩擦角及内摩擦系数　　表 1-4-12

物料名称	内摩擦角ϕ，（°）		内摩擦系数$\mu=tg\phi$	
	静	动	静	动
磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿	40～45	30～35	0.8～1.0	0.6～0.7
硫铁矿（块）	45		1	
锰　矿	35～45		0.7～1.0	
铜　矿	35～45		0.7～1.0	
铜精矿、铅精矿、锌精矿	40		0.84	
石灰石（块）	40～45	30～35	0.8～1.0	0.6～0.7
砾　石	30～45	30	0.6～1.0	0.6
碎　石	45	35	1	0.7
生石灰	45～50	25	1～1.2	0.47
无烟煤	27～45	27～30	0.5～1.0	0.5～0.6
烟　煤	35～45	30	0.7～1.0	0.6
褐　煤	35～50	35	0.7～1.2	0.7
焦　炭	50	35	1.2	0.7

钢对某些物料的摩擦系数　　表 1-4-13

物料名称	摩擦系数 μ	
	静摩擦	动摩擦
钢对铁矿石	0.42	0.33
钢对花岗岩	0.45	0.33
钢对砂岩	0.38	0.30
钢对铜矿石	0.45	0.35
钢对煤炭	0.50	0.38

松散物料对溜槽的摩擦系数　　表 1-4-14

溜放物料名称	摩擦系数 μ	
	木溜槽	铁溜槽
黄铜矿	0.60	0.55
绢云母片岩	0.80	0.76
铁矿石	0.56	0.53
石英岩	0.71	0.64
石灰岩		0.55

侧压系数 k_c 值表　　表 1-4-15

内摩擦角 ϕ（°）	k_c 值	内摩擦角 ϕ（°）	k_c 值	内摩擦角 ϕ（°）	k_c 值
20	0.490	34	0.283	46	0.163
22	0.455	35	0.271	48	0.146
24	0.422	36	0.259	50	0.132
25	0.405	38	0.234	55	0.100
26	0.396	40	0.217	60	0.072
28	0.350	42	0.198	65	0.049
30	0.333	44	0.180	70	0.031
32	0.297	45	0.171		

$1-\frac{1}{e^{\frac{k_c\mu h}{R}}}$值表 表 1-4-16

$\frac{k_c\mu}{R}h$	$1-\frac{1}{e^{\frac{k_c\mu h}{R}}}$	$\frac{k_c\mu}{R}h$	$1-\frac{1}{e^{\frac{k_c\mu h}{k}}}$
0.01	0.01	0.45	0.362
0.02	0.02	0.46	0.369
0.03	0.03	0.47	0.375
0.04	0.039	0.48	0.381
0.05	0.049	0.49	0.387
0.06	0.058	0.50	0.393
0.07	0.068	0.51	0.399
0.08	0.077	0.52	0.405
0.09	0.086	0.53	0.411
0.10	0.095	0.54	0.417
0.11	0.104	0.55	0.428
0.12	0.113	0.56	0.429
0.13	0.122	0.57	0.434
0.14	0.131	0.58	0.440
0.15	0.139	0.59	0.446
0.16	0.148	0.60	0.451
0.17	0.156	0.61	0.457
0.18	0.165	0.62	0.462
0.19	0.173	0.63	0.467
0.20	0.181	0.64	0.473
0.21	0.189	0.65	0.478
0.22	0.197	0.66	0.483
0.23	0.205	0.67	0.488
0.24	0.213	0.68	0.493
0.25	0.221	0.69	0.498
0.26	0.229	0.70	0.503
0.27	0.237	0.71	0.508
0.28	0.244	0.72	0.513
0.29	0.252	0.73	0.518
0.30	0.259	0.74	0.523
0.31	0.267	0.75	0.528
0.32	0.274	0.76	0.532
0.33	0.281	0.77	0.537
0.34	0.288	0.78	0.542
0.35	0.295	0.79	0.546
0.36	0.302	0.80	0.551
0.37	0.309	0.81	0.555
0.38	0.316	0.82	0.559
0.39	0.323	0.83	0.564
0.40	0.330	0.84	0.568
0.41	0.336	0.85	0.573
0.42	0.343	0.86	0.577
0.43	0.349	0.87	0.581
0.44	0.356	0.88	0.585

续表

$\frac{h_c\mu}{R}h$	$1-\frac{1}{e^{\frac{h_c\mu}{R}h}}$	$\frac{h_c\mu}{R}h$	$1-\frac{1}{e^{\frac{h_c\mu}{R}h}}$
0.89	0.589	2.20	0.889
0.90	0.593	2.30	0.900
0.91	0.597	2.40	0.909
0.92	0.601	2.50	0.918
0.93	0.605	2.60	0.926
0.94	0.609	2.70	0.933
0.95	0.613	2.80	0.939
0.96	0.617	2.90	0.945
0.97	0.621	3.00	0.950
0.98	0.625	3.10	0.955
0.99	0.628	3.20	0.959
1.00	0.632	3.30	0.963
1.10	0.667	3.40	0.967
1.20	0.699	3.50	0.970
1.30	0.727	3.60	0.973
1.40	0.753	3.70	0.975
1.50	0.777	3.80	0.978
1.60	0.798	3.90	0.980
1.70	0.817	4.00	0.982
1.80	0.835	5.00	0.993
1.90	0.850	6.00	0.998
2.00	0.865	7.00	0.999
2.10	0.878	8.00	1.000

国内几个大型矿山溜口尺寸及使用情况表　　表 1-4-17

溜井名称	溜口尺寸（mm）		溜口倾角（°）		最高年通过量	矿石最大块度	已生产年限	已通过矿石总量	备注
	高度	宽度	内坡角	外坡角	(t)	(mm)	(年)	(t)	
南芬露天矿1号溜井	3000	4000	45	45	设计 400×10^4	1200			
南芬露天矿北部溜井	1450	2080	45	45	765×10^4	1000	25	13.3×10^7	共5条溜井
兰尖铁矿兰1号溜井	3100	3100	45	45	637×10^4	1000	16	1.848×10^7	
兰尖铁矿尖1号溜井	3100	3100	45	45	123×10^4	1000	16	1.311×10^7	
兰尖铁矿兰2号溜井	3000	3000	45	45	456×10^4	1000	16	1.411×10^7	
兰尖铁矿兰3号溜井	3000	3000	45	45	322×10^4	1000	16	1.636×10^7	
德兴铜矿1号溜井	1800	2200	45	42	245×10^4	1000	7	1.018×10^7	
齐大山铁矿北部溜井	2000	3200	50	38	190×10^4	1200	6	1×10^7	

一些矿山溜井的结构尺寸、溜井穿过岩层情况及溜放矿石性质表 表 1-4-18

矿山名称	溜井名称	溜井结构尺寸：直径或边长（m）	溜井结构尺寸：溜井深度（m）	溜井结构尺寸：坡度（°）	溜井穿过岩层情况：岩层名称	溜井穿过岩层情况：岩石坚固性系数（f）	溜井穿过岩层情况：岩层情况	溜放矿石性质：矿石名称	溜放矿石性质：矿石坚固性系数（f）	溜放矿石性质：矿石最大块度（mm）	溜放矿石性质：粘性	已生产年限（年）	说明
德兴铜矿	1#	D6	141.9	90	花岗闪斑岩、千枚岩	5～7	中等稳定，节理发育	铜矿石	5～7	1000	较粘	7	矿仓有5m锰钢板加固
镜铁山矿	①5#	D4、D5	300	90	千枚岩	8～10	节理发育溜井穿过80m断层	铁矿石	12～14	600	较粘	9	有50m溜井采用锰钢板加固
	8#	D4	300	90	千枚岩	8～10	节理发育溜井穿过约60m断层	铁矿石	12～14	600	较粘	9#	
	7#	D4	120	90	千枚岩	8～10	岩层稳定	铁矿石	12～14	600	较粘	9	井壁无片帮现象
南芬露天矿（北部溜井）	1#	2.4×3.8	110②	约68	贫铁矿和绿泥角闪岩	贫铁矿的 f≈12～16 绿泥角闪岩的 f=6～10	贫铁矿坚硬稳定，绿泥角闪岩中等稳定	铁矿石	12～16	350	不粘	25	溜井穿过绿泥角闪岩的深度：1#40m；2#39m；3#43m；4#42m
	2#			约65						350	不粘		
	3#			约70						150	粉矿多		
	4#			约68						350	不粘		
	5#			约65						350	不粘	25	
	溜槽	4.7×3.5	156	48～50	贫铁矿	12～16	坚硬稳定			1000	不粘		
大店铁矿	主溜井	D3	131.627	90	斜长岩	9～12	岩层坚硬节理发育	铁矿石	9～13 6～9	400		8#	
西华山钨矿	3#	D2.3	211	90	花岗岩	12～19	坚硬稳定	钨矿石	12～19	350	不粘		
	4#	D2.3	211	90									
	6#	D2.3	239	73～85									
比子沟铜矿	2#	D2.3	240	90	大理岩、黑色片岩	8～10 6～8	坚硬稳定 岩石软、稳定性差	铜矿石	8～10	500		1#	
测泥坪铜矿	2#	D2.3	150	90	白云岩	6～10	节理裂隙较发育	铜矿石	4～10	350	较粘	6#	

续表

矿山名称	溜井名称	溜井结构尺寸：直径或边长(m)	溜井结构尺寸：溜井深度(m)	溜井结构尺寸：坡度(°)	溜井穿过岩层情况：岩层名称	溜井穿过岩层情况：岩石坚固性系数(f)	溜井穿过岩层情况：岩层情况	溜放矿石性质：矿石名称	溜放矿石性质：矿石坚固性系数(f)	溜放矿石性质：矿石最大块度(mm)	溜放矿石性质：粘性	已生产年限(年)	说明
李珍铁矿	村北	D2.0	77	90	大理岩、闪长岩、矽卡岩及磁铁矿			矽卡岩化磁铁矿		350	粉矿多，粘		经常堵塞
	东山	D2.0	50	90	磁铁矿、石灰岩、大理岩			大理岩化磁铁矿		200	粉矿多，不粘		生产正常，这是溜井改造前尺寸
海南铁矿	北部	D2.5	84	90	赤铁矿 绢云母片岩	10～15 2～5	较稳定，节理发育，岩质软	赤铁矿	10～15	300	较粘		已报废
	南部	D2.8	溜井40	90	赤铁矿	10～15	较稳定	赤铁矿	10～15	300	较粘		已报废
	1*溜槽	3×5	54.74	45	风化的赤铁矿	约 2	软、整体性差	赤铁矿	10～15	300	较粘		已报废
易门铜矿	一期 二期	D2.5 2×2	50 350	90	白云岩	4～6	节理裂隙较发育	铜矿石	3～6	400		3*	已报废
弓长岭铁矿	杨木山	2×3	90	90	混合岩	6～13	节理不发育，稳定	铁矿石	12～16	400	不粘		
齐大山铁矿	北部	6×6	64	90	贫铁矿	12～16	上部节理发育，下部岩层稳定	铁矿石	12～16	1200		4	检修前
兰尖铁矿	兰 2	D5.0	395	90	矿体 辉长岩	15～17 14～18	裂隙较发育	铁矿石	7～15	1200		13	塌方1×10⁴m³
	兰 1	D5.0	447	上斜55 下竖90	矿体	15～17						12	
	尖 1	3×4	287.75	60 90	矿体	15～17						13	斜溜井
苏联中央磷灰石矿	1*	D6.0	600	90	矿体	4～9	浅部较软，深部较硬	磷灰石	4～9	900	粉矿多并含矿泥		
	2*	D6.0	600										
	3*	D8.0	600										
	4*	D8.0	450										
	5*	D6.0	450										

续表

矿山名称	溜井名称	溜井结构尺寸：直径及边长(m)	溜井结构尺寸：溜井深度(m)	溜井结构尺寸：坡度(°)	溜井穿过岩层情况：岩层名称	溜井穿过岩层情况：岩石坚固性系数(f)	溜井穿过岩层情况：岩层情况	溜放矿石性质：矿石名称	溜放矿石性质：矿石坚固性系数(f)	溜放矿石性质：矿石最大块度(mm)	溜放矿石性质：粘性	已生产年限(年)	说明
苏联"钼"矿	中央2*	断面7.1m²	208	90	大理岩、花岗岩	8～10 14～16	稳定	钼矿石	12～18	900			
	1*主井	断面7.1m²	600③	90	大理岩、花岗岩	8～10 14～16	稳定	钼矿石	12～18	900			
	2*主井	断面7.1m²	600③	90	大理岩、花岗岩	8～10 14～16	稳定	钼矿石	12～18	900			
	中央1*	断面7.1m²	368		矽卡岩、大理岩、花岗岩	～20 8～10 14～16	稳定	钼矿石	12～18	900			
	26*	断面7.5m²	620		大理岩	8～10	稳定	钼矿石	12～18	900			
	8*	断面7.5m²	607		矽卡岩、大理岩、角岩	17～20 8～10 12～14	稳定	钼矿石	12～18	900			
	26*、	断面4.5m²	230		大理岩	8～10	稳定	钼矿石	12～18	900			
	26-8*	断面5.0m²	270		大理岩	8～10	稳定	钼矿石	12～18	900			
阿尔金一托普坎矿	1*	断面7.06m²	400		石灰岩、	4～6	裂隙率：5～1000		14～20	1200	矿石内混有粘土，并且潮湿		
	2*	断面7.06m²	400		变质页岩、 石英斑岩、	13～15 15～20	裂隙率 1～200 裂隙率 1～20						
	3*	断面4.9m²	213		花岗闪长岩、	15～20	裂隙率 2～20						
	4*	断面4.9m²	141		矽卡岩	13～20	裂隙率 1～20						

注：* 到实测时为止的生产年限。

1. 该溜井加固段直径为D5.0m，这个溜井从投产时就堵了，其堵塞时间长达7年零3个月之久。
2. 溜井深度 110m 是垂直深度，斜长 1*、2*、4* 为 130m；3* 为 127m；5* 为 123m。
3. 溜井深度 600m 为理论深度，有的文献中写 596m 和 597m。

溜井的磨损断面积、破坏系数、磨损体积、磨损速度及通过溜井矿石量统计表 表 1-4-19

矿山名称	溜井名称	溜井断面 (m²) 设计断面	磨损后的平均断面	磨损的平均断面	溜井井筒平均破坏系数 K	溜井磨损体积 (m³)	通过溜井的矿石总量 (10⁴t)	溜井井筒内实测断面的深度 (m)	磨损速度 面积磨损速度 (m²/10⁴t)	体积磨损速度 (m³/10⁴t)	备注
德兴铜矿	1#	28.26	44.89	16.63	1.59	224.5	1018	0~13.5	0.0163	实测段平均 47.13	该溜井经常保持贮满矿石，故磨损速度较低
		28.26	43.69	15.43	1.55	271.1	1018	13.5~31.07	0.0151		
		28.26	38.45	10.19	1.36	101.2	1018	31.07~41.0	0.0100		
		28.26	41.03	12.77	1.45	335.9	1018	41.0~67.3	0.0125		
		28.26	41.03	12.77	1.45	526.1		67.3~108.5	0.0125		
		小计 1458.8									
漫泥坪铜矿	2#	4.2	8.91	4.71	2.12	150.72	14.60	0~32.0	0.3226	10~191 m段平均 124.56	一阶段、二阶段卸矿冲击点 贮矿段 该井多中段卸矿
		4.2	31.60	27.40	7.52	720.62	19.81	32.0~58.3	1.3831		
		4.2	23.59	19.36	5.62	512.28	31.90	58.3~84.72	0.6078		
		4.2	6.26	2.06	1.49	120.06	31.90	84.72~143.0	0.0645		
		小计 1503.68									
易门铜矿	凤山坑二期溜井	4.0	19.60	15.60	4.90	405.6	5.4	10~36	2.8889		冲击点
		4.0	7.35	3.35	1.84	227.8	5.4	36~104	0.6203		
		4.0	4.45	0.45	1.11	39.2	5.4	104~191	0.0833		
		小计 672.6									
西华山钨矿	3#	4.2	6.20	2.00	1.48	48.40	136	0~24.2	0.0146	实测段平均 3.14	
		4.2	7.82	3.62	1.86	66.25	135	24.2~42.5	0.0268		
		4.2	6.20	2.00	1.48	309.30	135	42.5~197.15	0.0148		
		小计 423.95									

续表

矿山名称	溜井名称	溜井断面（m³）设计断面	溜井断面（m³）磨损后的平均断面	溜井断面（m³）磨损的平均断面	溜井井筒平均破坏系数 K	溜井磨损体积（m³）	通过溜井的矿石总量（10⁴t）	溜井井筒内实测断面的深度（m）	磨损速度 面积磨损速度（m²/10⁴t）	磨损速度 体积磨损速度（m³/10⁴t）	备注
西华山钨矿	4#	4.2	6.20	2.00	1.48	48.40	135	0～38.0	0.2062	实测平均 12.55	
		4.2	7.82	3.62	1.86	66.25	135	38.0～117.0	0.0310		
		4.2	6.20	2.00	1.48	309.30	135	117.0～202.5	0.0263		
		小计 423.95									
铙铁山矿	7#	16.0	25.39	9.39	1.59	225.36	207.25	0～24	0.0453	实测段平均 4.25	次矿流磨损区、主矿流磨损区
		16.0	26.79	10.79	1.67	539.50	207.25	24～74	0.0520		过渡区
		16.0	21.84	5.84	1.37	116.80	207.25	74～94	0.0282		
		小计 881.66									
铙铁山矿	8#	16.0	30.62	14.62	1.91	93.57	229.2	0～6.4	0.0638	实测段平均 12.40	
		16.0	28.89	12.89	1.81	381.54	229.2	6.4～36.0	0.0561		
		16.0	96.13	80.13	6.01	80.13	229.2	36.0～37.0	0.3496		
		16.0	115.38	99.38	7.21	2285.74	229.2	37.0～60.0	0.4336		
		小计 2840.98									
大庙铁矿	主溜井	7.07	9.91	2.84	1.40	63.05	99.61	6～28.2	0.0285	实测段平均 27.30	严重塌方区
		7.07	16.42	9.35	2.32	74.80	99.61	28.2～36.2	0.0939		
		7.07	103.76	96.69	14.68	2581.62	99.61	36.2～62.9	0.9707		
		小计 2719.47									

续表

矿山名称	溜井名称	溜井断面 (m²) 设计断面	溜井断面 (m²) 磨损后的平均断面	溜井断面 (m²) 磨损的平均断面	溜井井筒平均破坏系数 K	溜井磨损体积 (m³)	通过溜井的矿石总量 (10⁴t)	溜井井筒内实测断面的深度 (m)	磨损速度 面积磨损速度 (m²/10⁴t)	磨损速度 体积磨损速度 (m³/10⁴t)	备注
兰尖铁矿	兰2#	19.6	最大 16500			1000000	1000				
齐大山铁矿	北部	36.0	484	448	13.44	14366.0	670	0～32	0.6687	全井 25.74	溜井浅，贮矿量小，经常放空，故磨损速度高
		36.0	270.68	234.68	7.52	2581.5	670	32～43	0.3053		
		36.0	91.5	55.50	2.54	333.0	670	43～49	0.0828		
		36.0	36.0				670	49～59			
		小计 17250.5									
篦子沟铜矿	2#	4.15	7.72	3.57	1.86	17.85	0.15	0～5	23.8000	实测段平均 26.93	
		4.15	13.05	8.90	3.14	213.60	0.15	5～29	59.3333		
		4.15	18.30	14.15	4.41	424.50	6.25	29～59	2.2640		
		4.15	9.11	4.96	2.20	148.80	24.81	59～89	0.1999		
		4.15	4.93	0.78	1.19	23.40	50.25	89～119	0.0155		
		4.15	23.60	19.45	5.69	525.15	50.25	119～148	0.3871		
		小计 1353.30									

溜井穿过岩层与磨损速度的关系 表 1-4-20

溜井穿过岩层名称	岩石坚固性系数 f	裂隙率（条/m）	磨损速度（$m^3/10^4t$）		
			最大	最小	加权平均
石灰岩	4～6	5～1000	0.1413	0.1413	0.1413
变质页岩	13～15	1～200	0.1086	0.0367	0.0787
石英斑岩	15～20	1～20	0.1725	0.0420	0.0773
花岗闪长岩	16～20	2～20	0.0930	0.0082	0.0485
矽卡岩	13～20	1～20	0.1229	0.0053	0.0520

溜井断面与磨损速度的关系 表 1-4-21

实测日期	项目及内容	某矿 1# 溜井	某矿 2# 溜井
1964 年	通过溜井的矿石量（10^4t）	59.0	408.4
	磨损后的平均断面（m^2）	20.4	82.6
	平均磨损面积（m^2）	13.34	75.74
	溜井的磨损速度（$m^2/10^4t$）	0.2261	0.1850
1965 年	通过溜井的矿石量（10^4t）	80.0	505.0
	磨损后的平均断面（m^2）	21.0	82.0
	平均磨损断面积（m^2）	13.94	74.94
	溜井的磨损速度（$m^2/10^4t$）	0.1740	0.1484
1969 年	通过溜井的矿石量（10^4t）	780	1060
	磨损后的平均断面（m^2）	111.1	117.8
	平均磨损面积（m^2）	104.04	110.74
	溜井的磨损速度（$m^2/10^4t$）	0.1334	0.1044

南芬露天矿溜槽断面与磨损速度的关系 表 1-4-22

标高（m）	磨损面积（m^2）		磨损速度（$m^3/10^4t$）		磨损速度比值	
	1959年	1964年	1959年	1964年	1959年	1964年
614	167.2	463.2	0.2070	0.1945	1.00	0.94
606	156.2	403.4	0.1943	0.1694	1.00	0.87
600	136.9	393.9	0.1700	0.1675	1.00	0.98
590	153.7	310.7	0.1909	0.1350	1.00	0.72
加权平均	154.6	388.54	0.1919	0.1646	1.00	0.86

单阶段卸矿直、斜溜井磨损速度比较 表 1-4-23

项目	6# 斜溜井	4# 直溜井	3# 直溜井
平均磨损速度（$m^3/10^4t$）	0.0619	0.0159	0.0347
磨损速度比值	3.893	1.00	
	1.784		1.00

1-4-23、表1-4-24和表1-4-25。

多阶段卸矿直、斜溜井磨损速度比较　　表 1-4-24

项　　目	2#直溜井部分	2#斜溜井部分
溜井坡度（°）	90	60～71
同时卸矿阶段数（个）	≥3	1
最大磨损速度（$m^2/10^4t$）		0.0528
最小磨损速度（$m^2/10^4t$）		0.0250
加权平均磨损速度（$m^2/10^4t$）	0.1044	0.0359
磨损速度比值	2.91	1.00

某铜矿2#溜井各部位磨损速度　　表 1-4-25

阶段名称	1～2	2～3	3～4	4阶段以下
贮矿情况	不贮矿	不贮矿	不贮矿	贮矿
磨损速度（$m^2/10^4t$）	0.3226	1.3831	0.6078	0.0645
磨损速度比值	5.00	21.44	9.42	1.00

4.1.7.2　降低溜井磨损的途径

降低溜井磨损，延长溜井使用寿命，应采取如下措施：

（1）溜井位置选择在坚硬、稳定、整体性好的岩层中，避免溜井穿过断层、破碎带及节理裂隙发育的岩层。

（2）合理确定溜井断面尺寸，在保证溜井正常放矿的前提下，使溜井断面尺寸最小。因为断面过大，则井壁的稳定性就差。

（3）控制磨损速度。

磨损速度的大小与溜井结构类型、卸矿高度、溜放矿石的硬度、块度有关；也与溜井穿过岩层的岩石硬度、溜井设计的断面尺寸、溜井的卸矿方式和贮矿条件等因素有关。要尽量做到，使溜井结构类型和断面尺寸合理，设计中采用中心落矿和单阶段卸矿，不用或少用多阶段卸矿，尽量不用瀑布式溜井结构。

在条件允许的情况下，应采用贮矿措施，降低卸矿高度，不允许将溜井内的矿石放空。

尽可能减少斜溜道长度，因斜溜道愈长，溜井磨损愈严重。

在溜井井筒中尽量减少变坡点和转折点，并且应减少矿石倒运次数。

应合理选择和确定溜井加固部位、加固材料和加固方法与结构。

4.1.7.3　溜井加固适用条件及其要求

合理选择和确定溜井加固方案，是保证溜井正常生产的关键。

1．确定溜井加固方案时，应掌握的资料和条件

（1）溜井穿过岩层的工程地质和水文地质资料，特别是岩层的地质构造（断层、破碎带）、节理裂隙发育情况及岩石的物理力学性质（岩石硬度、裂隙率及岩石的磨损指

溜井加固的条件及要求 表 1-4-26

贮矿情况	加固部位			加固条件	加固目的	加固类型	加固材料
非贮矿段	垂直溜井	溜井井口	卸矿侧	一般情况要加固	保持井壁稳定性	刚性加固	混凝土或钢筋混凝土
			卸矿方向两侧	当矿流宽度大于溜井直径时	防冲击	柔性加固	堆积粉矿
				当矿流宽度小于溜井直径时	保持稳定	刚性加固	混凝土或钢筋混凝土
			卸矿对侧	矿石流冲击不到井壁时	保持稳定	刚性加固	混凝土或钢筋混凝土
		冲击点	冲击点处		防冲击	柔性加固	堆积粉矿
			其它三面	当溜井穿过岩层稳定性较差，岩石硬度 f 小于 6 时	防冲击，防磨损，保持井壁稳定	刚性加固	钢轨、钢板
		井筒四周			同上	刚性加固	钢轨、钢板
		溜槽	底板		同上	刚性加固或柔性加固	同上
			两帮		同上	同上	同上
	斜溜井	井口底板		一般需要加固	防冲击	柔性加固	堆积粉矿
		两帮		当溜井穿过岩层稳定性较差，岩石硬度 f 小于 6 时	防冲击，防磨损，保稳定	刚性加固	钢轨、钢板
		顶板			保稳定	刚性加固	钢筋混凝土
		底板			防冲击，防磨损，保稳定	柔性加固或刚性加固	钢轨、钢板
贮矿段	垂直溜井及斜溜井井筒			当溜井穿过岩石层稳定性较差，$f<6$ 时	防磨损，保井壁稳定性	刚性加固	钢轨、钢板、料石
	底板溜口	底板			防冲击，防磨损，保持稳定	刚性加固和柔性加固	采用钢筋混凝土和堆积粉矿
		溜口坡度为90°一侧的井壁			同上	刚性加固	钢轨、钢板
		溜口坡度为 0°一侧的井壁		当溜井穿过的岩层稳定性较差，岩石硬度 $f<6$ 时	保持结构的稳定性	刚性加固	混凝土和钢筋混凝土
	侧向溜口	两侧及后壁			同上	刚性加固	同上
		侧墙			防冲击，防磨损及承载	刚性加固	钢筋混凝土、钢轨、钢板
		底板		无粉矿处	防冲击，防磨损	同上	钢轨、钢板

标等）。

（2）矿石在溜井中的运动及磨损规律。

（3）加固材料的物理力学性质，特别是加固材料的磨损指标。

（4）矿石在溜放过程中作用在井壁上的静压力、冲击力以及在处理溜井堵塞时，爆破对井壁或额墙的影响程度。

（5）施工队伍技术水平、施工质量及工人素质情况，这是决定溜井加固的难易、工期长短及经济效果如何的重要问题。

2．溜井加固的条件及要求

溜井加固条件和要求见表1-4-26所列。

4.1.7.4　溜井加固方法

溜井井口、矿石流冲击点、斜溜道、溜口、额墙、排矿口、溜井井筒的变坡及转向处、卸矿挡墙外墙基和溜井穿过不良的岩层地段，一般情况下都应考虑加固。

溜井加固类型有两种，一种是柔性加固，另一种是刚性加固。

1．柔性加固

这种加固方法实质上是采用堆积粉矿做缓冲层，来防止和减少矿石流对井壁的冲击和磨损。它具有施工简单、节约材料、节省投资及使用寿命长等优点。

1）井口柔性加固

井口柔性加固见图1-4-7及图1-4-8。

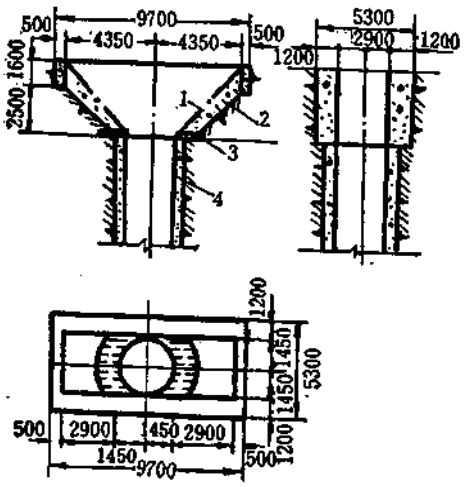


图 1-4-7　溜井井口柔性加固图

1—粉矿堆积线；2—粉矿堆；3—钢板或钢轨；4—混凝土

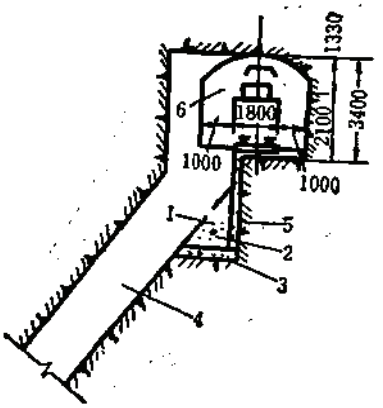


图 1-4-8　斜溜井井口柔性加固

1—粉矿堆积线；2—粉矿堆；3—钢轨或钢板；4—斜溜井或斜溜道；5—混凝土；6—平巷运输道

（1）卸矿口长度计算

图1-4-9为溜井井口柔性加固计算简图，其计算如下：

$$L = L_1' + l_0 \tag{1-4-32}$$

式中　L_1'——曲轨卸载长度，m，见表1-4-27；

L'_1、l_0 及 l_s 尺寸确定 表 1-4-27

项目	矿车规格 (m³)							
	1.6	2.0	2.5	4.0	0.7	1.2	4.0	4.0
车箱长度 l_0 (m)	2.0	2.55	3.15	3.5	1.3	1.6	3.2	3.2
曲轨卸载长度 L_1' (m)	4.3	6.02	4.6	5.396	5.366	5.524	7.19	7.19
卸矿侧的卸矿口井壁到线路中心线距离 L_s (m)	1.05	1.05	1.05	1.26	0.87	1.00	1.34	1.34
图号 矿车	1.8 备 11	1.5 备 -1	JC2.5 -6	4 备 138	YCC 0.7(6)	YCC 1.2(6)	YCC 4 (7)	YCC 4 (9)
图号 曲轨	1.8 备 12	1.5 备 -1	QG2.5		0.7(6) 曲轨	1.2(6) 曲轨	(7) 曲轨	(9) 曲轨

注：此表摘自溜井技术讲座33页（主讲人郝宝昆，《矿山技术》杂志编辑部，1982）。

L——卸矿口长度，m；

l_0——曲轨侧卸式矿车车箱长度，m，见表1-4-27。

（2）卸矿口深度计算

卸矿口深度计算如下：

$$H = l_2 \mathrm{tg}\alpha + h_4 \tag{1-4-33}$$

式中 H——卸矿口深度，m；

l_2——溜井井壁距卸矿边最大距离，m；

h_4——卸矿口深度裕量，一般取$h_4 = 0.5$m；

α——矿石自然安息角（°）。

（3）应当注意的问题

卸矿侧的卸矿口井壁到线路中心线距离若等于或小于表1-4-27中l_s时，矿流冲击不到此井壁，不用加固处理，井壁材料和尺寸仅考虑运输安全的要求即可，一般采用混凝土或钢筋混凝土结构。

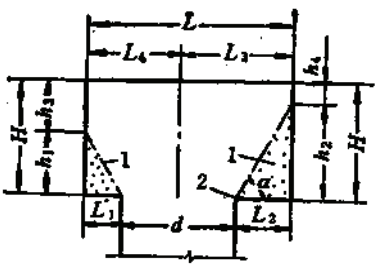


图 1-4-9 溜井井口柔性加固计算简图

1—粉矿堆；2—粉矿堆保护结构

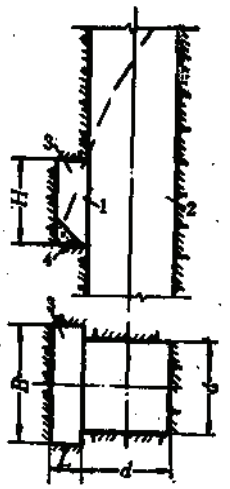


图 1-4-10 溜井井筒中的缓冲坑

1—矿流；2—溜井；3—缓冲坑；4—钢板或高锰钢板

卸矿矿流有可能冲击到对侧卸矿口的壁时，则应按冲击点要求，采用柔性加固，见图1-4-10。

粉矿堆的保护结构，一般采用钢轨、锰钢板或高锰钢板，也可采用电铲齿及钻杆等材料。保护结构应避免矿流直接冲击。

2）井筒中矿流冲击点处的柔性加固

溜井井筒中矿流冲击点处的柔性加固采用缓冲坑型式，见图1-4-10。缓冲坑设计应注意以下几点：

（1）大部分矿流应落到缓冲坑内，未进入坑内的小块矿石和粉矿矿流，应冲击不到井壁。

（2）缓冲坑宽度应大于矿流宽度。

（3）矿流的运动速度、宽度和入射角应保持不变为宜。

（4）缓冲坑的位置应适宜，设计时如做不到位置适中，则宜靠下而不宜靠上。

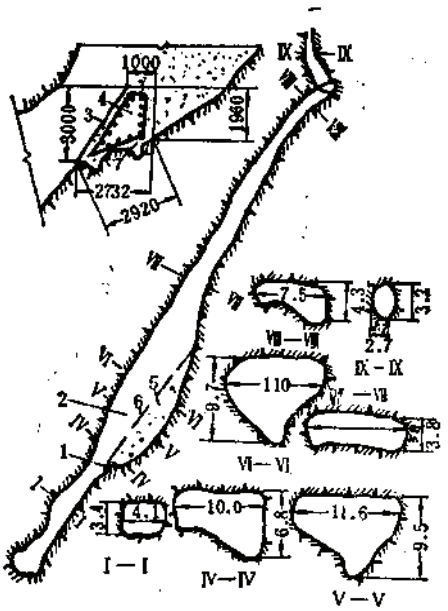


图 1-4-11　南芬铁矿3#溜井挡矿坝柔性加固图

1—挡矿坝；2—磨损严重部位；3—高锰钢板；4—钢筋混凝土；5—粉矿堆；6—粉矿堆积线

3）采用挡矿坝式的柔性加固

当溜井底板磨损严重，尤其在经常放空的溜井中，为保持底板稳定，则需设置一道挡矿坝，见南芬铁矿3#溜井挡矿坝柔性加固图1-4-11。

南芬铁矿3#溜井挡矿坝高1.96～3.00m，坝的上宽为1.00m，下宽为2.72m，长8.40m。坝身为混凝土，坝底打锚固钢筋生根，坝表面采用50～70mm厚的锰钢板护坝身。生产实践证明是可靠的。

在南芬铁矿5#溜井的变坡和转向处也采用挡矿坝柔性加固，取得了同样的好效果。

2．刚性加固

刚性加固的目的是增加井壁防御矿石流冲击和摩损的能力。常采用的材料有混凝土、钢筋混凝土、钢轨、普通钢板、锰钢板、高锰钢板、料石和混凝土预制块等。

1）溜井井筒局部加固

当溜井井筒穿过软弱、节理裂隙发育的不良岩层和破碎带时，为防止井壁片帮，保持井筒的稳定性，应采取井筒局部加固方案。

（1）对溜井加固段的要求

加固段的结构和尺寸应不增加放矿阻力，不能使溜井断面突然缩小，应避免矿流直接冲击加固段。

对于露天采场溜井因存在降段问题，因此溜井不宜采用钢轨、钢板及钢筋混凝土材料加固。

溜井加固应施工简单、工期短、投资少，尽量做到一次性加固满足溜井服务到底。

（2）溜井加固段长度和断面尺寸的确定（表1-4-28和图1-4-12）

ϕ_1 和 L 尺寸确定表　　表 1-4-28

项目		溜井加固部位		
		上部	中部	下部
加固尺寸	净直径 ϕ_1 (m)	$\phi_1=\phi$	$\phi_1=\phi+2\delta_1$	$\phi_1\geqslant\phi+2\delta_1$
	加固段长度 L (m)	$L=L_1+l_1$	$L=L_1+2l_1$	$L=L_1+l_1+l_2$

注：ϕ 为正常段溜井直径(m)；δ_1 为系数，一般$\delta_1=0.5$m；l_1 为加长值，一般取$l_1=1.0\sim2.0$m；l_2 为系数，根据实际情况定，一般取 $l_2=0\sim2$m。

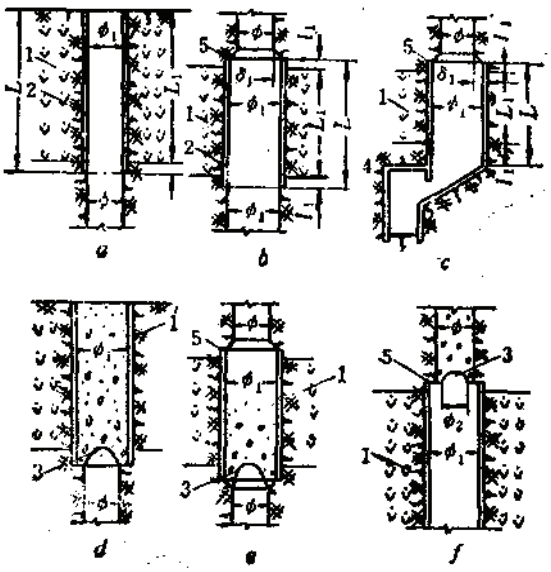


图 1-4-12　溜井局部加固简图

a—溜井上部加固；b—溜井中部加固；c—溜井下部加固；d、e、f—因加固尺寸不合理而产生的堵塞情况；1—软弱岩层；2—加固段；3—平衡拱；4—放矿闸门硐室；5—加固段的保护结构

（3）加固材料的磨损指标

刚性加固仅适用于贮矿段和不受矿流直接冲击的非贮矿段井壁，料石加固限于贮矿段，而且其材质必须选用坚硬的、整体性好的花岗岩。

钢轨、方钢、普通钢板、高锰钢板及料石加固的磨损指标，见表1-4-29和表1-4-30。

2）溜口及额墙加固

（1）额墙加固宽度及高度

单溜口时，额墙尺寸见计算简图1-4-13*a*，其计算如下：

$$h_1=\frac{B_0-b_1}{2}tg\beta_0 \tag{1-4-34}$$

加固材料实测的线磨损指标　　表 1-4-29

矿山名称	溜井名称	加固材料及规格	加固段有效断面 (m²)	线磨损指标 (10⁴t/mm) 波动范围	加权平均	备注
南芬铁矿	2# 给矿口	高锰钢板	3.00		56.00	
		高锰钢板	3.75		78.10	
		同　上	5.10		108.70	
		同　上	6.10		120.50	
		同　上	7.60		129.90	
德兴铜矿	1#	普通钢板	3.96	20.43～48.06	36.43	
镜铁山矿	3#	高锰钢板	4.75	20～40	30.00	
海南铁矿	北部	钢轨（38kg/m）	4.90	0.55～1.25	0.90	冲击点处
南芬铁矿	北部4#	同　上	约9.12	18.7～20	18.30	
南芬铁矿	一期	钢轨（11kg/m）	4.90	0.92～1.82	1.37	冲击点处
易门铜矿	一期	同　上	4.90	2.67	2.67	非贮矿段的非冲击点处
易门铜矿	一期	钢轨（8 kg/m）	11.78	7.9～16.9	14.18	贮矿段

料石加固实测的面积磨损指标　　表 1-4-30

岩石名称	加固部位	面积磨损指标 (10⁴t/m²) 波动范围	加权平均
花岗岩	非贮矿段	37.31～67.56	62.83
大理岩	非贮矿段	10.25～10.50	10.38
石灰岩	非贮矿段		7.08
花岗闪斑岩	贮矿段	61.34～100.00	76.35
白云岩	过渡段		15.50

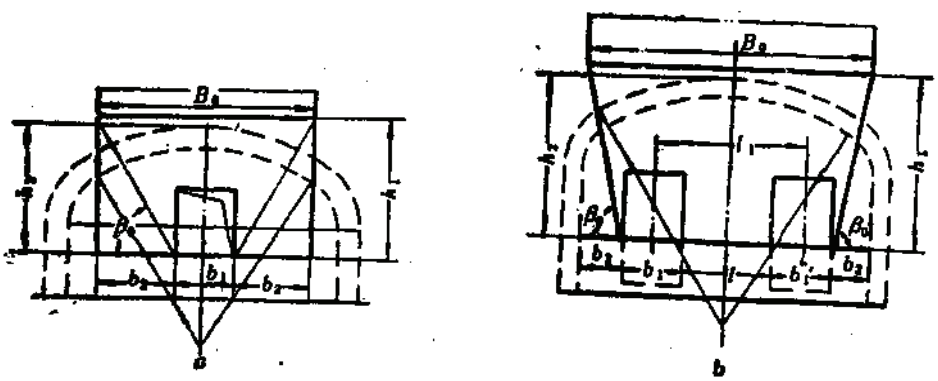


图 1-4-13　颊墙尺寸计算简图

a—单溜口；b—双溜口

当$h_1<h_2$时，应加宽溜井下部结构尺寸，加宽后的B_0值按（1-4-35）式计算。

$$B_0 \geqslant \frac{2h_2}{\mathrm{tg}\beta_0} + b_1 = 2b_2 + b_1 \tag{1-4-35}$$

式中 h_1——额墙加固高度（从溜口底板算起），m；

b_1——溜口宽度，m；

β_0——矿石流动角（°）；

h_2——从溜口底板算起的放矿闸门硐室高度，m；

B_0——溜口加固宽度，m。

双溜口时，见计算简图1-4-13 b，其计算如下：

$$h_1 = b_2 \mathrm{tg}\beta_0 \tag{1-4-36}$$

当$h_1 < h_2$时，B_0应满足（1-4-37）式要求：

$$B_0 \geqslant b_1 + l_1 + \frac{2h_2}{\mathrm{tg}\beta_0} \tag{1-4-37}$$

或者

$$B_0 \geqslant b_1 + l_1 + 2b_2$$

式中 B_0——溜口加固宽度，m；

b_1——溜口宽度，m；

l_1——溜口中心距，m；

h_2——从溜口底板算起的放矿闸门硐室高度，m；

b_2——见图1-4-13 b；

其余符号同前。

（2）额墙加固厚度

额墙的加固厚度与总放矿量、加固材料的线磨损指标、加固材料所受矿石冲击力和摩擦力的大小、溜口的有效断面积及生产管理水平有关。

通常在满足通过矿量所要求的额墙加固厚度外，还要有30～50mm的剩余厚度，以保证对加固材料的严格要求（服务年限要求、质量和强度要求等）。

（3）保护结构

溜井井筒从不加固段到加固段（或额墙）之间，需要有个过渡性的保护结构。其作用是防止溜井断面磨大后，将加固段和额墙暴露出来，被矿流冲毁或打掉，使堵塞频率增高。

保护结构及其破坏情况见图1-4-14和图1-4-15。

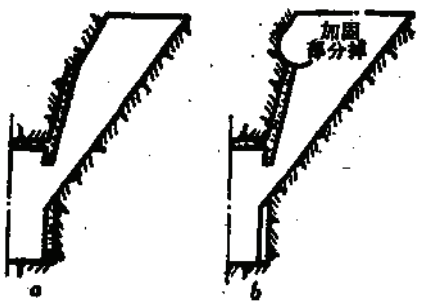


图 1-4-14 溜口额墙破坏示意图

a—原设计情况，b—投产后破坏情况

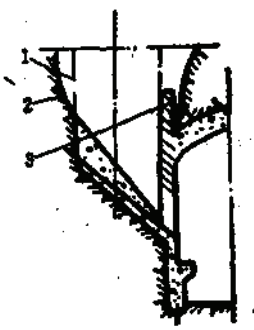


图 1-4-15 齐大山铁矿北部溜井额墙破坏示意图

1—原溜井井壁；2—破坏后溜井井壁；3—脱落的钢轨

由于保护结构受到矿石的冲击和磨损，因而要求保护结构坚固、耐冲击、耐磨损，通常采用高锰钢板或钢轨加固。

额墙顶部保护结构，根据钢板放置形式不同可分为平放、斜放和立放三种，见图1-4-16。

在一般情况下以斜放为好，其坡度为55°～60°。当溜井通过矿石总量超过3×10⁷ t或溜井较浅，容易放空时，应将钢板立放。

3．各种加固材料的连接型式及固定方法

1）钢轨加固连接型式、固定方法

钢轨加固一般是与混凝土、钢筋混凝土及锚杆联合使用，即通过连接件或固定件将钢轨固定在溜井井壁上，再通过锚杆与混凝土、钢筋混凝土固结为统一整体。

（1）鱼尾板连接、生根钩锚固，见图1-4-17至图1-4-19。

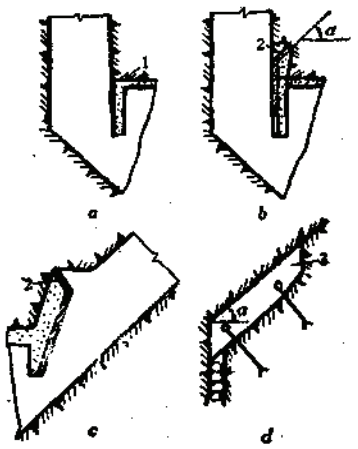


图 1-4-16　额墙顶部保护结构

1—平放钢板；2—斜放钢板；3—立放钢板

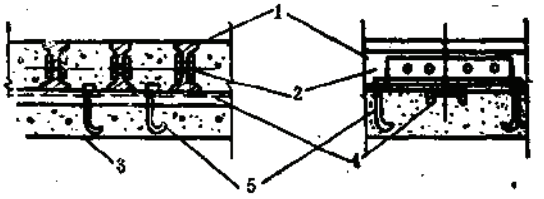


图 1-4-17　钢轨加固方法之一

1—钢轨；2—鱼尾板；3—混凝土；4—槽钢；5—生根钩

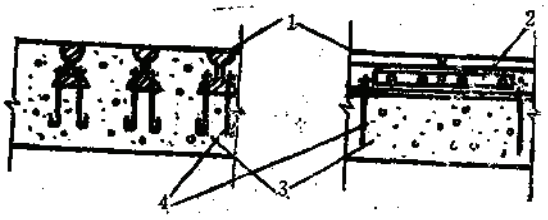


图 1-4-18　钢轨加固方法之二

1—钢轨；2—鱼尾板；3—混凝土；4—生根钩

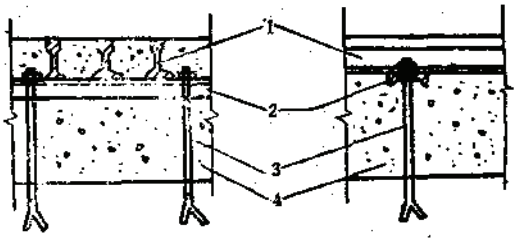


图 1-4-19　钢轨加固方法之三

1—钢轨；2—槽钢；3—锚杆；4—混凝土

（2）夹板连接、生根钩锚固法，见图1-4-20及图1-4-21。

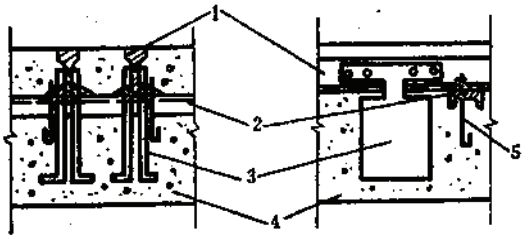


图 1-4-20 钢轨加固方法之四

1—钢轨；2—槽钢；3—夹板；4—混凝土；5—生根钩

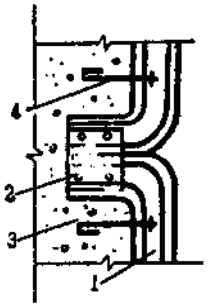


图 1-4-21 钢轨加固方法之五

1—钢轨；2—夹板；3—混凝土；4—生根钩

2）锰钢板加固连接型式、固定方法

锰钢板加固一般是与混凝土或钢筋混凝土配合使用，见图1-4-22。

3）短衬轨加固结构型式

这种加固方式是采用短衬轨弧形块拼装而成，见图1-4-23。其优点是，短衬轨弧形块可在地表制作，井下拼装，能保证加工和安装质量；可简化施工工序，加快施工速度，节省人工、材料和时间。另外，当钢轨脱落时容易修补，不易堵塞溜口。

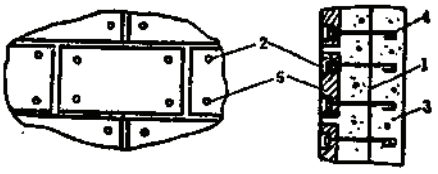


图 1-4-22 锰钢板加固方法

1—钢筋；2—埋头螺栓；3—混凝土；4—生根钩；5—锰钢板

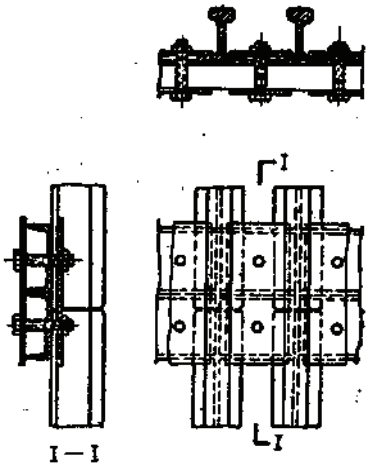


图 1-4-23 短衬轨加固结构型式

4）钢纤维喷射混凝土加固

梅山铁矿于1983年采用钢纤维喷射混凝土对西采区5—1溜井和地下破碎贮矿仓进行修复加固。加固溜井21m，加固矿仓2条，每条长13.4m，钢纤维喷射混凝土加固厚度为300mm。这种方法的优点是，施工工艺简单，影响生产时间短。

实践证明其磨损指标为10mm/10^4t。

5）树脂混凝土锰钢板加固

近几年，南芬铁矿曾采用高强度树脂混凝土做为粘结剂粘结锰钢板加固溜口的新工

艺。工业试验证明，加固效果良好，尤其对修补额墙效果更加显著。

6）加固材料磨损寿命及其机械性能

表1-4-31至表1-4-33为加固材料磨损寿命及其机械性能表。

部分钢轨磨损寿命表　　表 1-4-31

钢轨型号 (kg/m)	钢轨磨损指标 (mm/10⁴t)			备注
	冲击点	非贮矿段	贮矿段	
38		2.10	0.06	南芬铁矿
24			0.067	
11	0.56～38.7	0.32～10.8	0.39～7.25	易门铜矿
8			0.23～0.72	同上

各种加固材料在不同条件下的磨损寿命表　　表 1-4-32

加固材料规格或型号	加固材料磨损寿命指标 (mm/10⁴t)	溜放矿石块度 (mm)	溜放的矿（岩）坚固性系数 f	溜井加固部位
钢轨38kg/m	0.059	350	12～16	贮矿段
同上	2	300	10～16	非贮矿段
锰钢板厚度40～100mm	0.02	1000	12～16	贮矿段
高锰钢板	0.01～0.05			贮矿段

加固材料机械性能表　　表 1-4-33

钢种代号	硬度	抗拉强度 (MPa)	冲击值 (J/m²)	应用条件
40Mn	退207，轧229	600	60	贮矿段，静磨损
45Mn	退217，轧241	630	50	同上
50Mn	退217，轧256	66	4	同上
$40Mn_2$	217	85	7	同上
$45Mn_2$	217	90	6	同上
$50Mn_2$	229	95	5	同上
Mn13	179～229	56		贮矿段静磨损及冲击磨损
J63		≥75		贮矿段
P71		≥80		贮矿段
V-Mn		≥90		贮矿段
QT45-5	179～207	≥45	2	贮矿段
QT40-10	156～197	≥40	3	贮矿段

4．溜井加固实例

（1）溜井加固实例，见表1-4-34。

（2）溜井下部结构及额墙加固实例，见表1-4-35。

4.1.8　溜井辅助设施

溜井辅助设施包括格筛、格筛硐室、车挡、操作硐室、安全道、检查巷道、检查天井及通风除尘设施等。

溜井加固实例表

表 1-4-34

矿山名称	溜井名称	溜井结构参数					加固部位	加固长度(m)	加固情况			加固段穿过岩石层情况			矿石块度(mm)	备注
		深度(m)	坡度(°)	断面尺寸或直径(m)	加固段 直径(m)	加固段 断面(m²)			材料	规格尺寸(mm)	井壁厚度(mm)	岩层名称	岩层稳定情况	岩石硬度 f		
把关河石灰石矿	1#	224.33	90	D4	D5	19.6	下部	125	钢板	50	450	石灰岩、炭质页岩	岩质软			试生产
	2#	205.33	90	D4	D5	19.6	下部	106	钢轨	43kg/m	540	粘土层、白云岩	不稳定			
凤山石灰石矿			90	D5.6	D6	28.26	下部	40	花岗岩料石	500	510	石灰岩	破碎带不稳定			生产
镜铁山矿	5#	300	90	D4	D5	19.6	中部	50	钢板	20	520	千枚岩	破碎带	8~10	600	生产
北京铁矿	铁山头溜井	26	90	D5.5	D5.5	23.75	全井	26	钢轨	38kg/m			断层破碎带		800	生产
德兴铜矿	1#	141.9	90	矿仓D8.7	D8	50.24	下部	5	高锰钢板	70	350	花岗闪斑岩、千枚岩	整体性好，稳定	5~7		生产
				4.9	D2.5	4.9	上部	9.13	钢轨	11kg/m						
易门铜矿	凤山坑一期	50	90	4.9	D2.5	4.9	中部	23.67	混凝土	350	350	白云岩	节理发育	4~6	400	已停产
				4.9	D2.5	4.9	下部	6.30	钢轨	11kg/m						
铜子沟铜矿	2#	240	90	D2.3	D2.3	4.2	中部	64.5	钢轨	15kg/m 18kg/m	300~400	黑色片岩	稳定性较好	3~5	500	
梅山铁矿	矿仓	53.7	90	D5.5	D5.5	23.75	全部	全部	钢轨	24kg/m	250				600	生产

溜井下部结构及额墙加固实例表

表 1-4-35

矿山名称	溜井名称及编号	加固部位	加固厚度(mm) 额墙或顶板	底板	两侧	加固材料	溜口有效断面(m²)	备注
南芬露天矿	给矿2#	顶板及两侧	50	钢轨38kg/m	30	高锰钢板	3.0	钢轨为旧规范型号
	给矿1#	同上	90	90	70	同上	3.0	
	1#	同上	100	100	100	同上		
镜铁山矿	1#、3#	额墙及两侧	100		50	同上	5.5	
	2#、4#	额墙	100			同上	5.5	
	6#、7#	额墙	100			同上	3.8	
西沟石灰石矿	1#、2#	额墙	100			同上	5.5	
把关河石灰石矿	1#、2#	额墙、两侧、底板	50 (A_3)				5.5	
兰尖铁矿	兰2#	同上	70	50	50	锰钢板	12.4	
德兴铜矿	1#	额墙、溜井底	40	40		普通钢板	3.96	
弓长岭矿二矿区	上部矿仓	额墙、两侧、底板	38kg/m钢轨	38kg/m钢轨	38kg/m钢轨	钢轨	约1.65	钢轨为旧规范型号
齐大山铁矿	北部	额墙	D200			圆钢	6.4	

4.1.8.1　格筛及格筛硐室

1．格筛的设置

为保证溜井正常生产、防止溜井堵塞、减轻溜井井筒磨损和防止车辆坠入溜井事故的发生，一般在溜井卸矿处设置格筛。

1）格筛设置条件

当露天矿溜井在采场外时，格筛可设在溜井井口；当溜井在露天采场内时，可在溜井井口设置条筛，亦可在溜井下部设置格筛破碎硐室，见图1-4-24和图1-4-25。

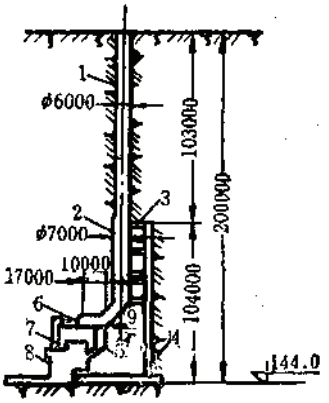


图 1-4-24　伊佑矿溜井结构

1—溜井；2—贮矿仓；3—检查巷道；4—检查天井；5—下部矿仓；6—格筛破碎硐室；7—大件道；8—机械硐室；9—格筛

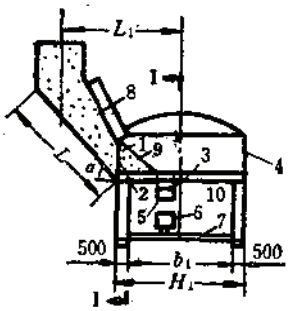


图 1-4-25　西智石灰石矿溜井下部破碎硐室

1—溜口；2—第一层溜口；3—第二层溜口；4—破碎硐室；5—放矿闸门；6—矿车；7—轨面线；8—矿石；9—矿石堆积线；10—操作平台

坑内开采的溜井格筛一般都设在卸矿点处或溜井口上。

格筛设置情况见表1-4-36。

国内外一些矿山格筛设置情况　　表 1-4-36

矿山名称	格筛设置情况			对不合格块度控制			处理不合格大块时对生产的影响
	有无格筛	格筛设置地点	格筛作用	溜井井筒	溜口	破碎大块地点	
德兴铜矿	无					采场、溜口及破碎机前	溜口处堵塞严重
齐大山铁矿	无						
南芬露天矿	无						
兰尖铁矿	无						
北京铁矿	有	井口	控制矿石块度和防坠	不准通过溜井	不准通过溜井	在格筛上	格筛上的大块应及时处理，否则影响生产
龙泉雾石灰石矿	有	井口				在格筛上	
船山石灰石矿	有	井口					
北京市西智石灰石矿	有	破碎室	控制矿石块度	允许通过	二层溜口不准通过	破碎硐室	无
日本：武甲	有	在破碎硐室内	控制矿石块度	准许通过	给矿溜口不准通过	在破碎硐室内	无
八户	有						
东谷	有						
香春	有						
鸟形山	有						
户高津久见	有						

2）不设格筛的条件

当矿石块度可由一次爆破和二次破碎来控制或处理时可不设格筛；

有严格的溜井使用管理制度，采场能做到控制装矿块度。

2．溜井井口处格筛设置

如果溜井在采场之外，服务年限较短，没有降段问题，这种溜井井口一般采用钢筋混凝土加固，并在井口设置格筛。设计格筛时应注意如下几点：

（1）优先采用柔性材料或不易断裂的直径大于（或等于）200mm的圆钢或方钢（其规格为≥200×200mm）作为制作格筛的材料。

（2）格筛一般采用方格网形式，筛格间距依矿石的最大块度要求决定。格筛倾斜角度一般为13°～15°。

（3）为减少矿石对格筛的冲击，格筛应靠近井口放置。

（4）格筛上的大块可以用人工破碎，当前采用较多的是风锤破碎或高频电力破矿设备。

格筛结构形式见图1-4-26。

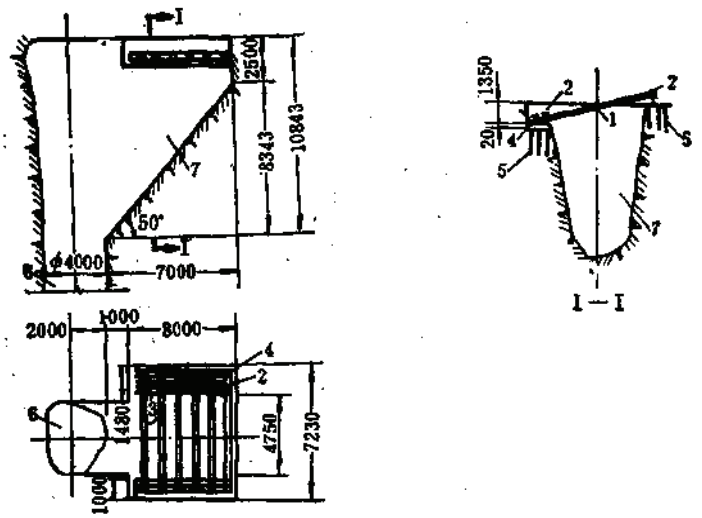


图 1-4-26 船山矿井口格筛示意图

1—圆钢（直径180mm，长7000mm）；2—工字钢；3—钢板（厚度20mm）；4—槽钢（[24a，l=550mm）；5—圆钢（直径38mm）；6—溜井；7—溜槽

高频电力破矿设备技术性能见表1-4-37。

3．格筛破碎硐室

格筛破碎硐室结构尺寸的确定，可参照缓冲矿仓结构参数的确定，见4.1.6.5。

4.1.8.2 露天矿溜井井口保护设施

当露天矿采用汽车、溜井运输系统时，为防止汽车失控坠入溜井，在不设格筛的溜井井口应设置车挡。由于采场内溜井有降段问题，故要求车挡结构简单、拆除方便；如采用可以重复使用的车挡，要求安装、拆除和移动都容易、方便。

车挡一般采用木结构、钢木结构、钢结构、混凝土结构和钢筋混凝土结构。目前大型

高频电力破矿设备技术条件　　表 1-4-37

项目			高频电力破矿设备型号	
			GP100-P₁型	PP-2型
技术性能及条件	最大破矿块度（mm）		<1000	2000
	工作范围（m）		100	可移动
	机械手工作半径（m）			3～6.5
	外接电源	电压（V）	380	6300或3150
		频率（Hz）	50	50
		相	3	3
	供设电备	容量（kVA）	180	
		平均电耗（kW·h）	小于1.5	300
	破矿时电压（kV）			48～3
	破矿时电流（A）			6.25～100
适用条件			鞍山式磁铁矿	鞍山式磁铁矿
应用的地点			采场、井口粗破碎处	采场及井口
运载工具				15吨以上汽车
研制单位			姑山铁矿武汉安全技术研究所	吉林冶金电机修造厂

矿山，如德兴铜矿、齐大山铁矿、南芬铁矿及兰尖铁矿等，采用钢结构的车挡较多。车挡结构型式见图1-4-27至图1-4-32。

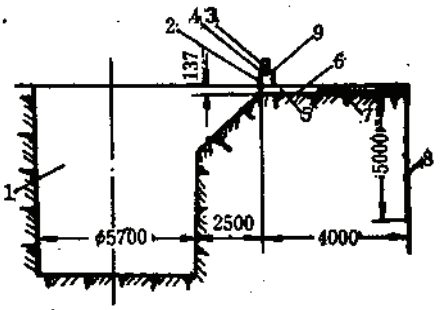


图 1-4-27　德兴铜矿一号溜井车挡简图

1—溜井；2—电铲铲杆（7050×500×180mm）；3—钻杆（D150mm，长7050mm）；4—钢轨（2根，24kg/m，长7050mm）；5—钢板（7610×2020×20mm）；6—钢轨（36根，24kg/m，长2020mm）；7—钢丝绳（直径31mm）；8—锚桩（6根38kg/m钢轨，每根长5700mm）；9—钢板（7610×440×30mm）

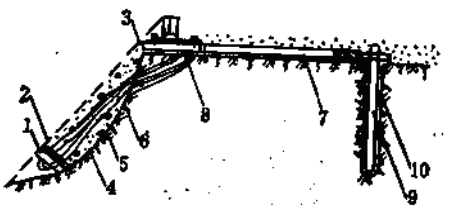


图 1-4-28　南芬铁矿北部溜槽井口保护设施结构简图

1—拦堵粉矿的挡墙；2—圆木（直径100～150mm）；3—钢丝绳（直径30mm）；4—粉矿墙；5—粉矿堆积线；6—磨损后溜槽底板线；7—固定卸矿挡墙的拉杆（圆钢D200mm）；8—卸矿挡墙；9—圆钢；10—钻孔，深5m

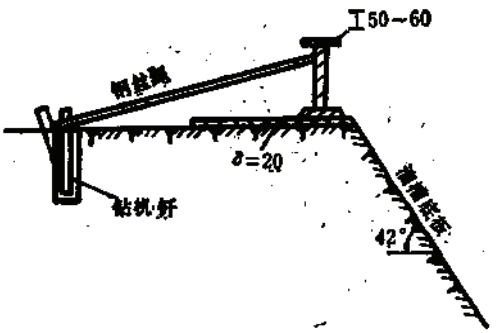


图 1-4-29 齐大山矿汽车车挡

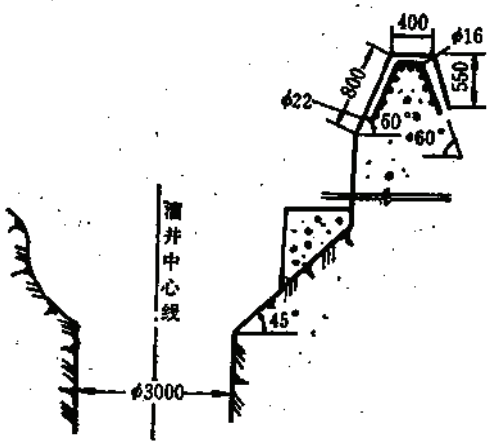


图 1-4-30 黄石石灰石矿车挡

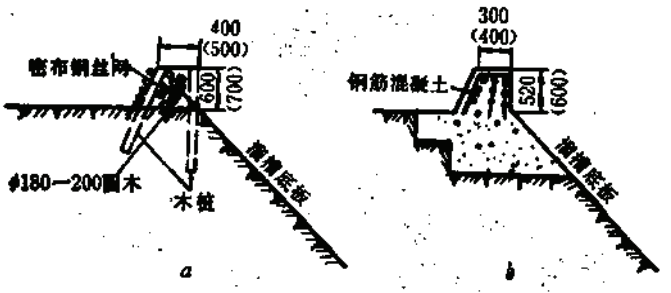


图 1-4-31 简易车挡

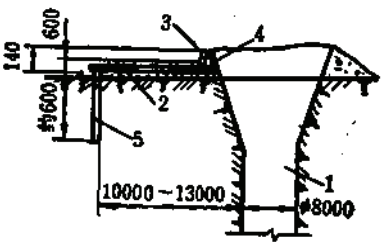


图 1-4-32 钢结构车挡

1—溜井；2—工字钢（或槽钢）；3—车挡；4—钢板（厚20~30mm）；5—锚柱（圆钢直径170~200mm）

1. 车挡高度的确定

车挡高度主要取决于汽车类型，一般可参照表1-4-38选取。

2. 车挡的最小长度

车挡高度表　　表 1-4-38

序号	汽车型号	载重(t)	车挡高度(mm)
1	解放SP-340	3.5	450
2	黄河QD-351	7.0	550
3	移山QQ-560	10.0	550
4	长征CZ-361	12.0	550
5	交通SH-361	15.0	550
6	天津TJ-360	15.0	650
7	北京BJ-370	20.0	650
8	上海SH-380A	32.0	700
9	柯拉斯222	10.0	550
10	太脱拉130S_1	12.0	550
11	贝利矣$GLM_{14}M_2$	15.0	600
12	波尔利尼T-20(203型)	20.0	700
13	玛斯525	25.0	800
14	贝拉斯540A	27.0	900
15	WABCO-35C	33.7	457
16	WABCO-50	45.4	390
17	WABCO-75B	68.0	335
18	WABCO-120	108.8	1120
19	WABCO-170	164.1	1040

车挡的最小长度应根据汽车宽度、同时卸车台数和安全间隙来确定：

$$L = nB + 2b_1 + (n-1)b_2 \tag{1-4-38}$$

式中　L——车挡最小长度，m；

n——同时卸车台数，台；

B——汽车宽度，m；

b_1——安全间隙，一般$b_1 = 1 \sim 1.5$m；

b_2——汽车之间的间隙，取$b_2 = 1.2 \sim 1.5$m。

4.1.8.3　操作硐室与安全通道

1. 操作硐室

大、中、小型矿山的主溜井一般均应设置操作硐室。但对地下开采的矿山，当通过矿石量不大的阶段溜井或采场溜井也可不设操作硐室，而只设操作平台。

操作硐室设计应满足下列要求：

（1）能看到放矿或装车情况，闸门硐室、重型板式给矿机装矿的操作硐室应设在溜井放矿硐室的正对侧斜上方。

（2）为防止跑矿时发生人身安全事故，操作硐室应有两个安全出口，一个出口通装矿硐室，另一个经过安全通道至运输平巷。

（3）操作硐室应进行正压通风，硐室内的含尘量应符合国家规定的标准。有条件时最好将操作硐室密闭，密闭设施应保证操作方便。

（4）操作硐室内操作台和布置的有关设施要合理，不应妨碍人员出入方便和操作人员的正常视线。

操作硐室布置，见图1-4-33。

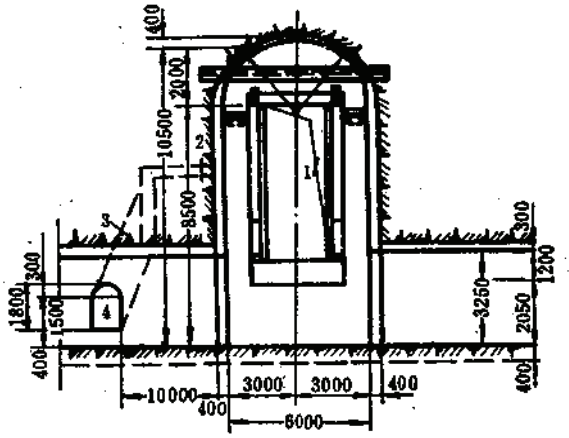


图 1-4-33 操作硐室布置图

1—放矿闸门硐室，2—操作硐室，3—安全道，4—安全出口

2. 安全道

安全道的作用是人员出入通道，特别是当发生跑矿事故时，操作人员安全撤离的必经之路。对安全道设计有如下要求：

（1）安全道出口应设在进车侧，出口位置应设在不被跑出矿石堵死或流漫的距离以外，一般距装矿硐室边缘不小于20～30m。

（2）安全道出口的底板标高应高出运输平巷（硐）的轨面0.5m。

（3）安全道应便于人员通行，应有照明和新鲜风流进入。

安全道布置形式见图1-4-34及图1-4-35。

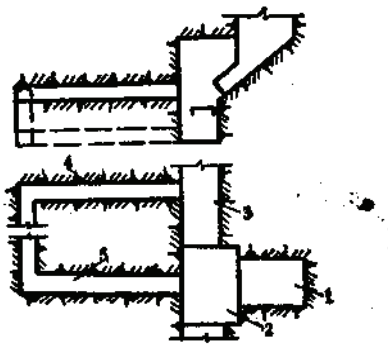


图 1-4-34 安全道布置形式之一

1—溜井，2—装矿硐室，3—运输平巷（硐），4、5—安全通道或斜巷

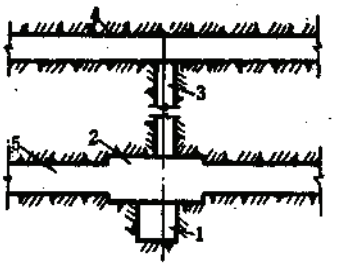


图 1-4-35 安全道布置形式之二

1—溜井，2—装矿硐室，3—安全道，4、5—运输巷道

4.1.8.4　检查巷道及检查天井

大、中型矿山采用溜井放矿系统和在溜井贮矿段的变坡、变向、断面变化处，一般均应设置检查巷道和检查天井。

检查天井高度应大于贮矿段的高度，断面尺寸为2.0×2.0m，其内应设梯子间。检查巷道净断面尺寸一般为1.5×2.0m或2.0×2.0m，巷道与溜井连接处应设牢靠的密闭门，门向巷道内开，以防粉尘堵死巷道。检查巷道及检查天井内应有良好的照明设施和新鲜风流供应。

一些有色矿山的溜井采用振动装矿设备，溜井不放空，大块严格控制，生产管理得当，一般都不设检查天井。

当溜井一旦发生堵塞，而且堵塞地点较高时，宜采用发射型爆破器材处理堵塞。爆破器材的选择应注意以下几点：

（1）弹头的引信应是全保险型的，并装有自毁装置，以防弹头未击中目标坠落后爆炸。

（2）发射装置结构简单，性能可靠，操作方便，体积小，便于搬运，易于发射。

（3）弹头飞行高度应能达到堵塞地点，但最低不得小于40m。

（4）尽量选用定型产品，发射时座力要小，最好无座力。

为了便于选择，现将国内外生产的发射型爆破器材的型号和技术性能列入表1-4-39中。

发射型爆破器材的型号及技术性能　　表 1-4-39

项目			火箭弹			矿山爆破弹		
			130mm火箭	L型矿用火箭		1型	2型	3型
				L-1型	L-2型			
弹头	直径	mm	D130	D245	D265	D130	D232	D270
	长度	mm	680	840	840	130	232	270
	重量	kg	3.8			7.3	13.5	24.5
发射筒	直径	mm	D42	D48	D76	D130	D232	270
	高度	mm	550	500	500	250	450	500
引信	型号			惯性引爆	惯性引爆	全保险型	全保险型	全保险型
	自毁时间	s		无	无	1±0.2	1±0.2	1±0.2
发射高度	最大	m	175	130	130	125	125	125
	有效	m	100			40	40	40
离膛速度		m/s				45±5	45±5	45±5
爆破药重量		kg	3.01	3.0	4.0	3.5	10.0	20.0
破碎大块尺寸		m³	2.0			1～1.5	3～5	5～8
发射药量		g	140	100	200	80	250	350
座力			无	无	无	有	有	有
研制单位			苏联	甘肃金川公司龙首矿		沈阳东北机器制造厂、弓长岭井下矿		

4.2 溜　槽

4.2.1 溜槽设计所需资料和一般规定

4.2.1.1 设计所需资料

（1）溜槽所穿过岩层的岩石硬度，节理裂隙发育情况，有无断层、破碎带及其它不良地质构造情况等（参见第一章竖井）。

（2）矿区的地形、山坡的自然坡角，当地的气象、年降雨量、集中降雨时间、最大降雨强度，汇水面积和汇水量等资料。

（3）溜放矿石的块度及其组成情况，矿石密度、湿度、自然安息角、松散系数和粘结力，还要知道粉矿堆积角等。

（4）溜槽上部的卸矿方式，运输设备的型号及其规格尺寸。

（5）通过溜槽的矿石总量和溜槽的服务年限。

4.2.1.2 溜槽设计的一般规定

（1）溜槽溜矿段底板的坡度应根据溜放矿石的性质确定：一般应大于矿石自然安息角，通常为49°～55°；当溜放粘性较大矿石时，应适当加大溜槽倾角；当溜槽下部贮矿时，贮矿段溜槽底板坡度应大于溜放矿石的粉矿堆积角，一般为56°～75°。

（2）当矿山位于降雨量较大的地区，为了避免大量的地表水流入溜槽内而造成跑矿或给选矿带来困难，则必须在溜槽两侧和卸矿平台周围设置防排水设施。

（3）溜槽上部要设置卸矿平台及车挡，为了控制矿石块度要设置格筛。

4.2.2 溜槽主要参数的确定

4.2.2.1 溜槽类型、坡度及适用条件

溜槽的类型分为堆积型溜槽和磨损型溜槽两种。

溜槽的坡度与溜槽类型、地形地貌、溜槽穿过岩层的稳定程度及溜放矿石的性质有关，见表1-4-40及表1-4-41。

溜槽类型、坡度及适用条件　　表 1-4-40

溜槽类型	适用条件				溜槽底板坡度
	地形坡度	降雨量	溜放矿石性质	溜槽穿过岩层情况	
堆积溜槽	比溜槽坡度小4°～6°	小	不粘	稳定	大于矿石自然安息角2°～4°，但最小不得小于40°
磨损溜槽	比溜槽坡度小5°～10°	小	块矿	坚硬，稳定	42°～45°
		一般	粉矿多，矿石粘性较大	坚硬，稳定	45°～55°

溜槽坡度及适用条件实例　　表 1-4-41

矿山名称	溜槽坡度（°）	矿石性质	溜槽类型
乌龙泉石灰石矿	45	粘	堆积溜槽
海南铁矿	46	较粘	半堆积溜槽
南芬露天矿	42～52.5	不粘	磨损溜槽
西沟石灰石矿	43～45	不粘	
石灰石矿	48		磨损溜槽

4.2.2.2　溜槽断面尺寸的确定

溜槽一般采用上宽下窄的梯形断面（倒梯形断面），溜槽底宽应根据矿石块度、卸矿方式及卸矿设备尺寸来确定，一般不应小于矿石块度的3～5倍，最小不宜小于2m。溜槽断面在横向槽底和两帮间可做成圆弧形，见图1-4-36。溜槽两侧的边坡角应根据溜槽所穿过岩层的稳定性和溜槽的深度 h 来决定，见表1-4-42。

溜槽两侧边坡角α及漏斗坡角β值　　表 1-4-42

溜槽穿过岩层的岩石硬度系数f	α值(°)	β值(°)
15～20	75～85	70
8～10	70～80	65
6～8	60～65	55

4.2.2.3　溜槽的深度及倾角

溜槽的深度是以保证矿石不致从溜槽内跳出为原则，由于矿石在溜槽内滚动速度是愈到溜槽下部愈大，因此溜槽的深度也是愈到下部愈深。在溜槽起始点处的最小深度一般不小于3.0m为宜，其它各处的溜槽深度按计算求得，计算简图见图1-4-37，其计算式如下：

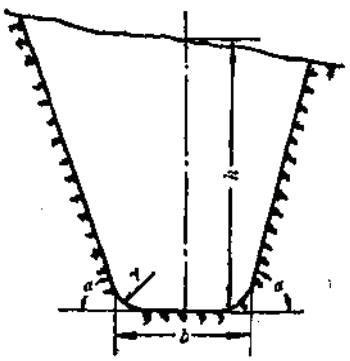


图 1-4-36　弧形槽底溜槽的横断面图

h—溜槽深度；α—溜槽两侧边坡角；b—溜槽底宽；γ—溜槽帮与底间圆弧角

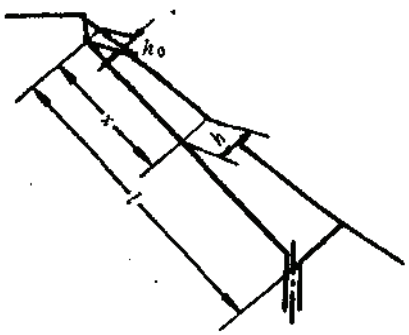


图 1-4-37　溜槽深度计算简图

$$h_x = kx + h_0 \tag{1-4-39}$$

式中　h_x——距溜槽起始点为x处的溜槽深度，m；

k——系数，建议取 $k=\frac{1}{12}\sim\frac{1}{30}$；

h_0——起始点溜槽深度，一般取 $h_0=3m$。

为了控制溜槽中矿石的运动方向，防止矿石在运动中冲击溜槽两帮，则槽帮面均应保持平直，不得曲折。

溜槽倾角是决定溜槽使用效果的重要参数。倾角过大，矿石下溜速度过快，易飞出槽外；倾角过小，粉矿易积存槽底，特别是当溜放粘性矿时，粉矿粘结于槽底，严重时会影响溜槽的正常使用。

在设计中，溜槽的倾角可参照表1-4-43选取。

溜槽倾角参照表　　表 1-4-43

矿石特性	溜槽倾角
一般矿石	45°～48°
薄层片状矿石	48°～50°
含较多粉矿的矿石	50°～70°

根据山坡地形，槽底倾角可以有所变化。当溜矿粉矿含较少的块状矿石时，溜槽倾角必须是从高到底逐渐减小，使矿石下滑速度减小，防止矿石的弹跳或飞起。这样做既可减轻槽身磨损，又可减少矿石对溜槽下部溜口的冲击负荷。

溜槽的落差不宜过大，因溜槽落差与其斜长成正比关系，溜槽斜长愈长，暴露在地表的汇水面积愈大，大量雨水汇入槽内会给矿石的溜放及生产管理带来困难。目前国内矿山的溜槽落差均未超过200m。

各种矿石的粉矿堆积角见表1-4-44。

粉矿堆积角 β_0 的实测值　　表 1-4-44

序号	矿石名称	岩石坚固性系数 f	矿石粘结性	粉矿堆积角 β_0(°)
1	白云岩(含铜)	4～6	不粘	65～70
2	钨矿石(石英脉)	12～19	不粘	65～70
3	赤铁矿	8～12	不粘	65～70
4	鲕状赤铁矿	10～12	不粘	55～60
5	赤铁矿	10～15	不粘	55～60
6	赤铁矿	12	粉矿较多，较粘	60～70
7	赤铁矿	10～15	粘性较大	65～85
8	磁铁石英岩	12～16	不粘	60～71
9	磁铁矿	18	不粘	55～60
10	钒钛磁铁矿	6～13	不粘	60
11	矽卡岩磁铁矿		粉矿多而粘	>80
12	铜矿	4～8	不粘	55～60
13	石灰石矿	8～10	不粘	60～70
14	铅锌矿	8～12	不粘	65～65

4.3 卸 矿 硐 室

矿石由采场经过运输巷道运至卸矿硐室卸入溜井（或箕斗矿仓，或地下破碎硐室的上部矿仓）中，再通过放矿闸门（或给矿机、胶带输送机）等装矿设备装入矿车或箕斗中，然后运至地表，这套运输系统的相互关系见图1-4-2至图1-4-4。

4.3.1 卸矿硐室的型式

卸矿硐室的型式按卸矿方式和卸矿设备可分为：

（1）人工翻车卸矿硐室，见图1-4-38。

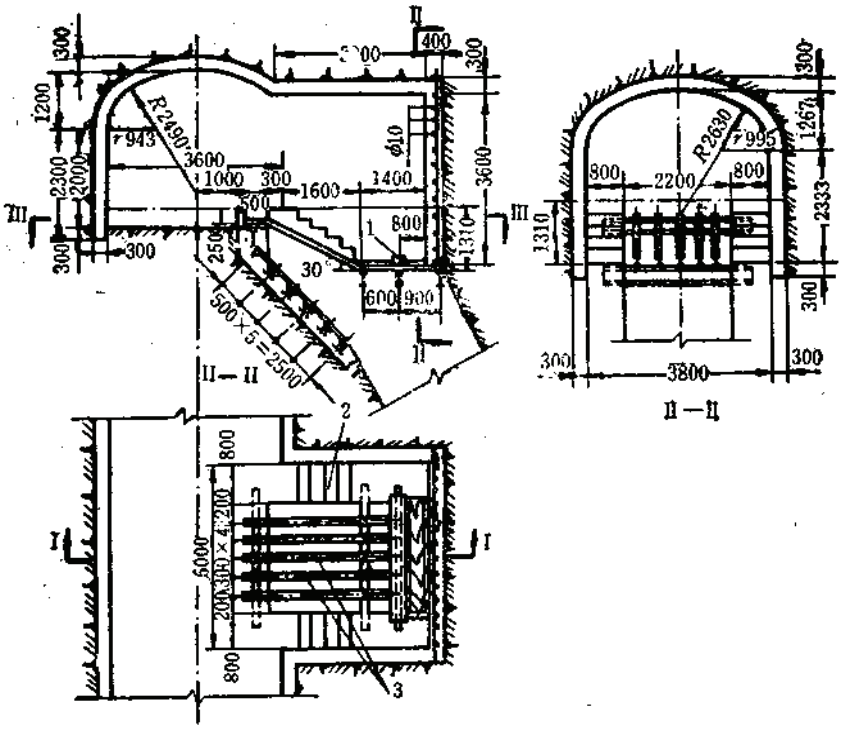


图 1-4-38　人工翻车卸矿硐室

1—方木；2—台阶；3—条筛

（2）翻车机卸矿硐室，见图1-4-39。

（3）曲轨侧卸式矿车卸矿硐室，见图1-4-40。

（4）定点汽顶侧卸式矿车卸矿硐室，见图1-4-41。

（5）底卸式矿车卸矿硐室，见图1-4-42。

（6）大型底侧卸式矿车卸矿硐室，见图1-4-43。

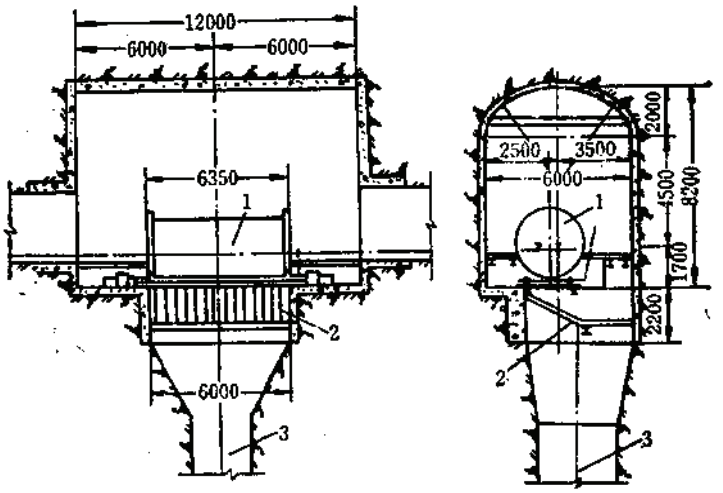


图 1-4-39 翻车机卸矿硐室

1—翻车机；2—条筛；3—溜井

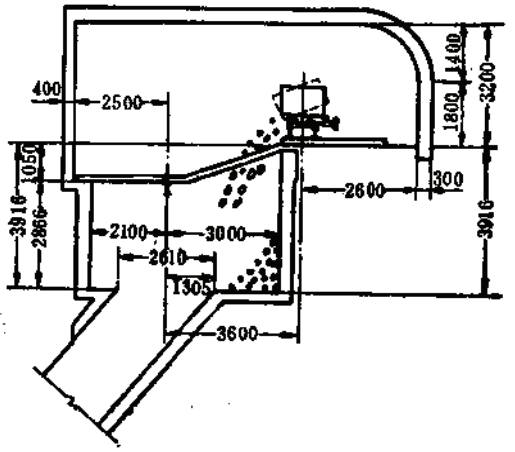


图 1-4-40 曲轨侧卸式矿车卸矿硐室

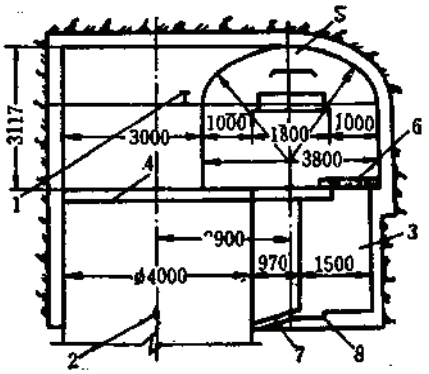


图 1-4-41 汽顶侧卸式矿车卸矿硐室

1—工字钢梁；2—溜井；3—汽缸室；4—格筛；5—卸矿硐室；6—盖板；7—喷水孔；8—集水沟

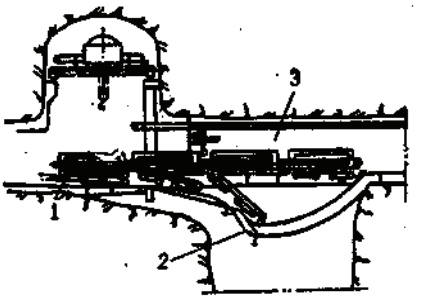


图 1-4-42 底卸式矿车卸矿硐室

1—底卸式矿车；2—卸载曲轨；3—卸矿硐室

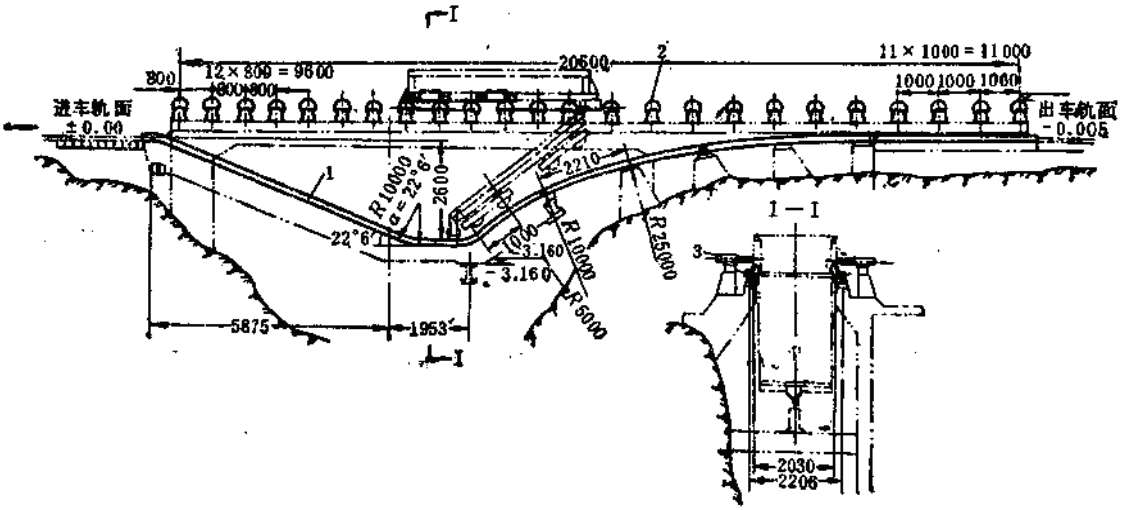


图 1-4-43　底侧卸式矿车卸矿硐室

1—卸载曲轨；2—托滚；3—支承架

4.3.2　卸矿硐室设计所需资料和一般规定

4.3.2.1　设计所需资料

（1）运输设备、卸矿设备、矿车和电机车的型号、规格及尺寸。

（2）通风除尘方式和风流方向。

（3）检修场地大小及位置，起吊设施及起吊高度。

（4）大块矿石的破碎方式及地点，格筛的设置和要求。

（5）操作硐室的设置及操作要求；卸矿口型式，安装尺寸及加固方法。

4.3.2.2　设计的一般规定

（1）卸矿口的结构型式分喇叭口式和无喇叭口式两种，卸矿口的结构尺寸应根据卸矿设备的外形尺寸、布置方式和卸矿操作要求来确定。

（2）为了防止超过规定块度的矿石卸入溜井，在卸矿口应设格筛。在格筛两侧和卸矿方向对侧应留有便于操作人员通行和处理大块矿石的平台，平台宽度不小于1.0m。

（3）为了减轻矿石对卸矿口或矿仓壁的冲击、磨损，应尽量做到中心落矿。当围岩不稳定时，在卸矿口处至以下12m范围内，应采用柔性加固或刚性加固。

（4）操作硐室要设在进风侧，室内要有新鲜风流供应。

（5）为减少粉尘，在卸矿处应设置喷雾洒水、加强通风和井盖密闭等设施；当多阶段卸矿时，为防止上阶段卸矿而下阶段喷出粉尘，应在下阶段卸矿口处砌筑临时挡墙，当上阶段暂停卸矿时可将卸矿口临时封闭，打开下阶段急需卸矿的临时挡墙。

4.3.2.3 卸矿硐室设计的具体要求

1. 人工翻车硐室和翻车机硐室

（1）单车翻笼卸矿上口与溜井相同，采用直筒式卸矿口；双车翻笼卸矿上口宜采用矩形矿槽式卸矿口。

（2）翻车机基础坑至操作平台要设爬梯，翻笼两侧要设栏杆。

（4）翻车机硐室高度应以能够起吊、搬运翻车机的翻转体为原则。

（5）人工破碎硐室的后面应连接通风除尘平巷；翻车机两侧应留有不小于0.8m的人行道，当有让车线或绕道时，翻车机和电机车之间的安全间隙不应小于0.4m。

2. 曲轨侧卸硐室

曲轨侧卸硐室设计除参照翻车机硐室的有关规定外，其硐室宽度的确定还应考虑以下因素：

（1）曲轨外侧要留有不小于800mm的人行道。

（2）曲轨纵向中心线距运输中心线距离。

（3）运输中心距溜井（或矿仓）中心的距离，应尽量作到中心落矿和不撒矿。

（4）要注意矿车宽度、溜井宽度（或溜井直径）、破大块的人行平台宽度和卸矿槽长度要使两端长于曲轨头0.5m以上等因素。

3. 定点气顶侧卸式硐室

定点气顶侧卸式硐室的设计除应遵守曲轨侧卸硐室设计的若干规定外，还要满足下述要求：

（1）由于气顶设备中的气缸室与溜井相联通，所以一根轨要铺设在钢筋混凝土隔墙上，另一根轨将铺设在跨气缸室的轨道梁上（见图1-4-41），因此轨道梁和隔墙均应作强度校核，一般隔墙厚不小于0.8m。

（2）溜井上口为矩形矿槽，矿槽周围要有人行道，一般人行道宽度为1.0m。

4. 底卸式矿车的卸矿硐室

（1）硐室高度应依起重梁高度要求而定，硐室宽度应满足卸载坑宽度要求，并应保证人行道宽度不小于1.0m的要求。

（2）矿槽侧墙、托滚基础均采用钢筋混凝土结构。托滚基础面、地沟基础面为安装之便，均应作混凝土二次浇灌层。

（3）在卸矿硐室一侧，沿溜井中心线开凿一条通风除尘巷道，抽出粉尘，送到回风巷。

（4）卸矿口做成矩形槽式结构，卸载曲轨托梁要作强度计算，托梁支座处要预留梁窝等问题也不要忽视。

5. 底侧卸式矿车卸矿硐室

底侧卸式矿车卸矿硐室的设计，除应符合底卸式矿车卸矿硐室规定外，对底侧卸曲轨还要增设支点，并应作强度计算。

冶金矿山系统卸矿硐室通用设计图纸目录及工程量，见表1-4-45。

卸矿硐室通用设计图纸目录及工程量表　　表 1-4-45

序号	图纸名称及其图号	断面积(m²)		长度	掘进量	混凝土量
		净	掘进	(m)	(m³)	(m³)
1	0.7m³矿车单车翻车机卸矿硐室，YT-LX03-0.7（单）	33.87	39.00	7.1	321.07	83.63
2	0.7m³矿车双车翻车机卸矿硐室YT-LX03-0.7（双）	34.43	39.71	9.1	427.15	99.09
3	1.2m³矿车双车翻车机卸矿硐室YT-LX03-1.2（双）	36.38	41.45	10.10	441.69	104.14
4	2m³矿车双车翻车机卸矿硐室YT-LX03-2（双）	47.30	55.70	14.60	967.90	200.20
5	1.2m³曲轨侧卸式矿车卸矿硐室YT-LX01-1.2	16.89	20.41	10.50	277.86	86.86
6	2.0m³曲轨侧卸式矿车卸矿硐室YT-LX01-2	24.48	29.23	12.10	493.68	136.20
7	4.0m³底卸式矿车卸矿硐室YT-LX02-4	17.56	21.00	21.00	445.73	76.65
8	6.0m³底卸式矿车卸矿硐室YT-LX02-6	19.72	23.64	33.60	1044.00	267.00
9	6.0m³定点气顶式卸矿硐室YT-LX04-6	25.60	28.06	7.50	350.52	105.31

4.4 装矿硐室

4.4.1 装矿硐室型式

装矿硐室按装矿设备和装矿方式可分为三大类：放矿闸门硐室、板式给矿机硐室、振动放矿机硐室。

4.4.1.1 放矿闸门硐室

根据闸门型式和动力来源，放矿闸门硐室又可分为八种型式：

（1）手动插板硐室。

（2）手动扇形闸门硐室，见图1-4-44。

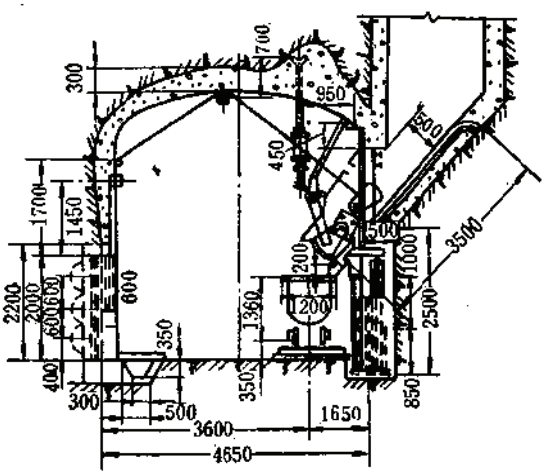


图 1-4-44　手动或气动扇形闸门硐室图

（3）手动指状闸门硐室。

（4）电动扇形闸门硐室。

（5）气动扇形闸门硐室，见图1-4-44。

（6）气动指状闸门硐室，见图1-4-45及图1-4-46。

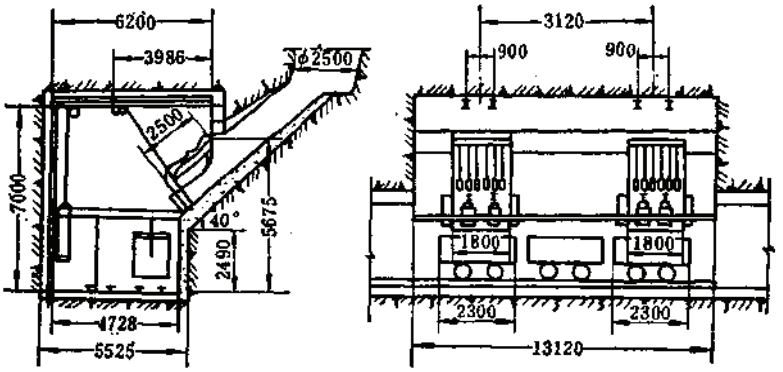


图 1-4-45 双缸气动指状闸门硐室图

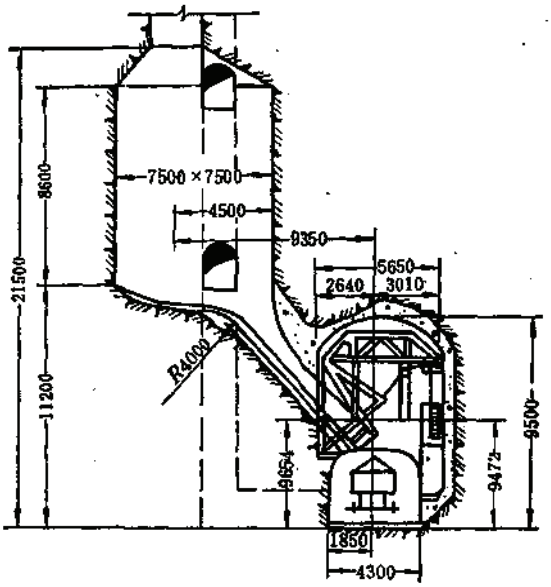


图 1-4-46 气动指状闸门硐室图

（7）气动反扇形闸门硐室，见图1-4-47。

（8）气动链式闸门硐室，见图1-4-48。

4.4.1.2 板式给矿机硐室

根据装矿设备的布置，板式给矿机硐室又可分为横向装车及顺向装车两种布置型式，见图1-4-49及图1-4-50。

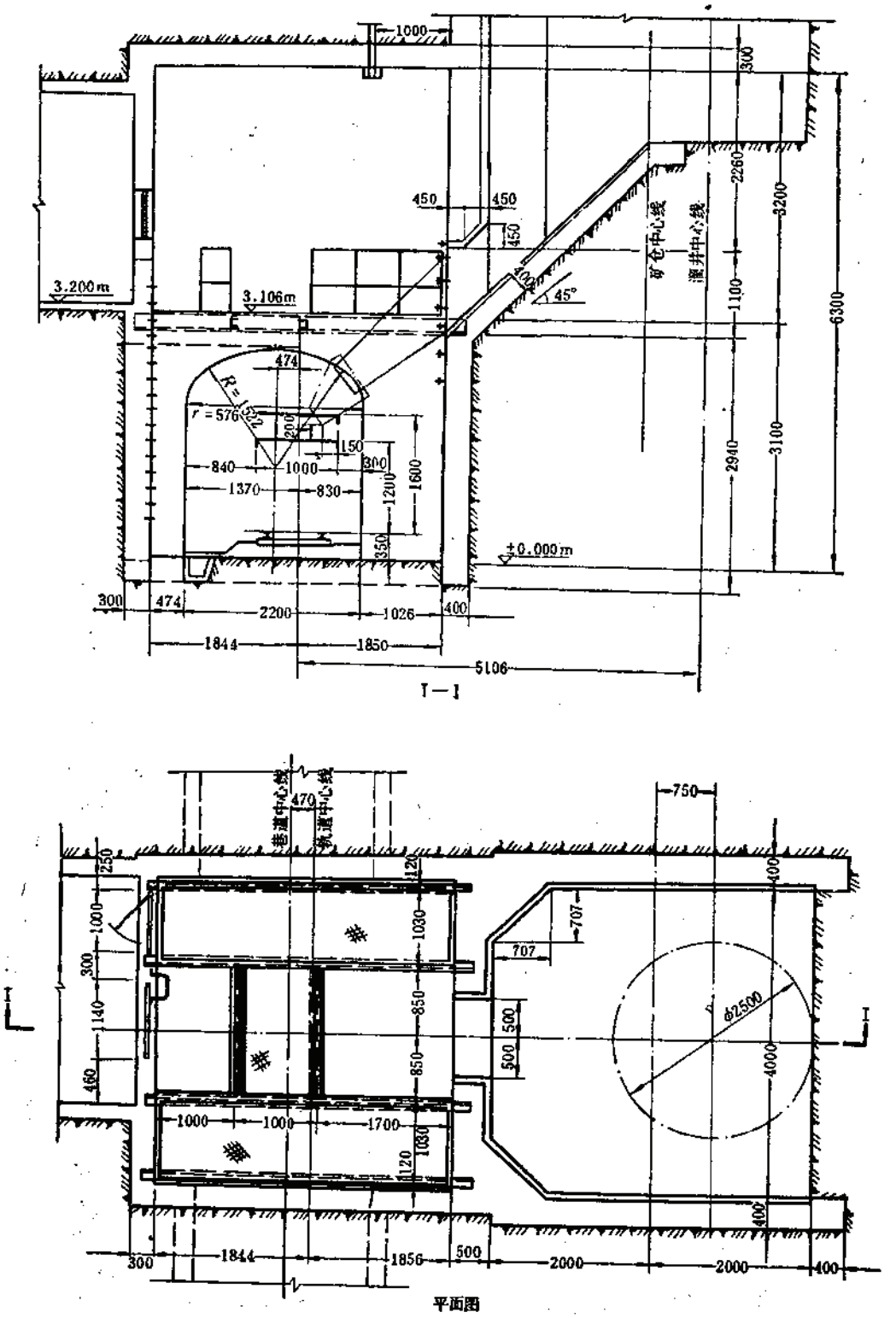


图 1-4-47 气动反扇形闸门硐室图

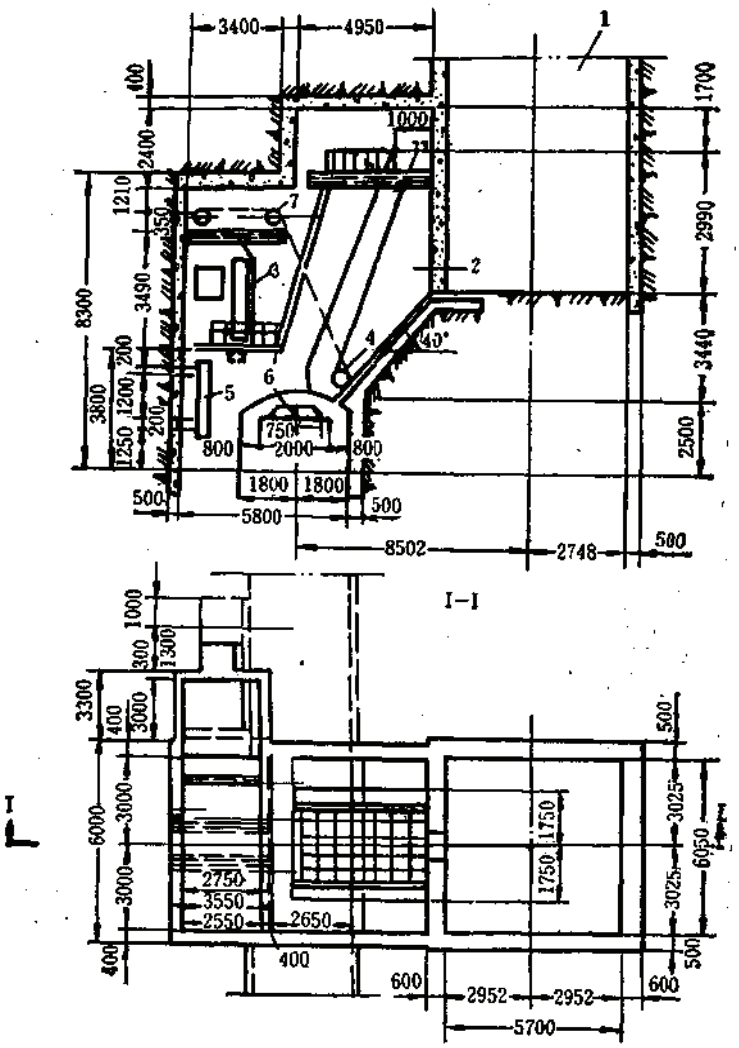


图 1-4-48 气动链式闸门硐室

1—矿仓；2—装矿硐室；3—操作室；4—链式闸门；5—气缸；6—矿车（或机车）；7—滑轮

4.4.2 装矿硐室设计所需资料和一般规定

4.4.2.1 设计时所需资料

（1）开拓方案及运输系统布置（单线或双线）及进出车方向。

（2）运输设备、矿车、电机车的型号、规格尺寸，电机车是否通过装矿硐室，运输巷道与硐室相连接处的断面规格尺寸。

（3）溜放矿石的性质、块度及其组成情况及其特征（粘结性、矿石内摩擦角…）。

（4）装矿硐室的服务年限。

（5）通风除尘措施，风流方向。

（6）处理堵矿的措施。

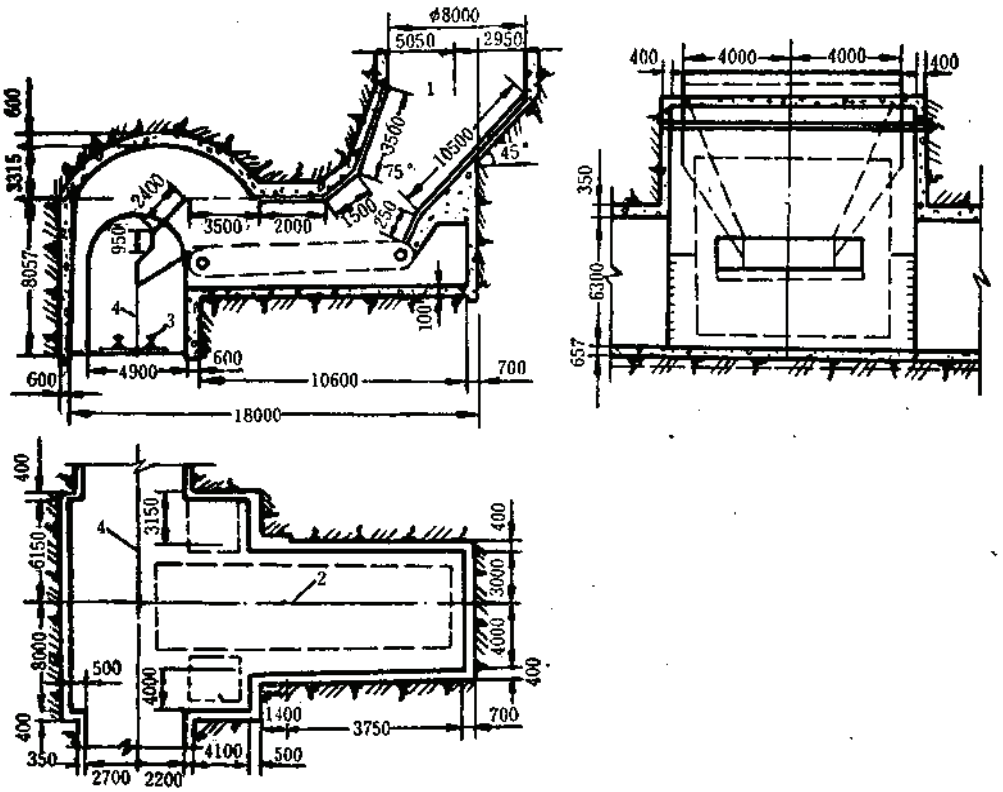


图 1-4-49　横向布置板式给矿机硐室

1—溜井中心线；2—给矿机中心线；3—轨面线；4—巷道中心线

（7）装矿硐室内设备布置；检修平台和操作平台（室）位置；起吊梁的标高及所受荷载；装矿口的布置形式和尺寸等。

4.4.2.2　一般规定

（1）大、中型矿山的装矿硐室应设置操作硐室、检修平台。操作硐室应设在能够清楚地观察到放矿和装车情况，一般设在溜口斜对面的上风侧。操作硐室要密闭，室内要用正压供应新鲜风流。

（2）为防止跑矿时人员被堵，操作室要设有安全出口并同安全道相通。

（3）采用闸门放矿时，滑轮梁上部应预埋吊钩，以利于安装；在板式给矿机头部及尾部的上方，应有起吊设施，以便在检修时用。

（4）为防止撒矿，在板式给矿机两侧应设置栏板。

（5）额墙采用钢筋混凝土结构，额墙厚度不小于0.5m，额墙内侧多用钢轨或锰钢板加固。

（6）为保持岩体的稳定，两个相邻的装矿硐室之间应留有适当间距的岩柱，一般岩柱宽度不得小于4～8m，详见第三章平巷。

4.4.3 装矿硐室的布置形式

4.4.3.1 闸门硐室的布置形式

闸门硐室一般都采用垂直运输线路，侧向装车的布置形式，硐室内的运输线路多数为单线，而双线较少。

根据矿石产量、运输设备和运输方式的不同，在硐室内可设一个闸门，也可设两个闸门，所以根据闸门的数量不同，又有单闸门放矿硐室和双闸门放矿硐室。

4.4.3.2 板式给矿机装矿硐室的布置形式

1. 横向布置形式

当运输设备（如电机车、汽车等）需要通过板式给矿机装矿硐室时，采用横向布置形式，见图1-4-49。这种布置形式，板式给矿机中心线与运输线路中心线垂直。

2. 顺向布置形式

当只有矿车通过板式给矿机装矿硐室，而电机车等其它运输设备不需要通过装矿硐室时，一般采用顺向布置形式，见图1-4-50。这种布置形式，板式给矿机中心线与运输线路中心线重合或平行。

无论采用何种布置形式，一般都是一台板式给矿机，单轨运输巷道。

4.4.4 装矿硐室尺寸的确定

4.4.4.1 装矿硐室双溜口中心距

当装矿硐室采用单向双溜口放矿时，必须保证两溜口与溜井中心对称，否则在放矿时易造成贮矿仓中的矿石自然分级和放矿不均匀，影响使用效果。两溜口的中心距应根据矿车的规格尺寸来计算，并适应两溜口同时放矿的要求，一般两溜口中心距为矿车全长的整数倍，按公式(1-4-9)计算。

4.4.4.2 装矿硐室长度

（1）当采用单溜口放矿时：

$$L = B + \Delta \tag{1-4-40}$$

（2）当采用单侧双溜口放矿时：

$$L = B + L_1 + \Delta \tag{1-4-41}$$

式中 L——装矿硐室长度，m；

B——溜口宽度，m；

Δ——溜口两侧间隙之和，m；

L_1——两溜口中心距，m。

4.4.4.3 装矿硐室的宽度和高度

1. 装矿硐室宽度

装矿硐室的宽度应根据运输线路的布置，是单轨运输还是双轨运输；运输设备的最大的外形尺寸；设备与墙壁之间的安全间隙；放矿闸门、操作室和人行道宽度及其布置等因素综合确定。

2. 装矿硐室的高度

装矿硐室高度主要根据运输设备高度、装矿设备的外形尺寸、溜槽口与矿车上沿的距

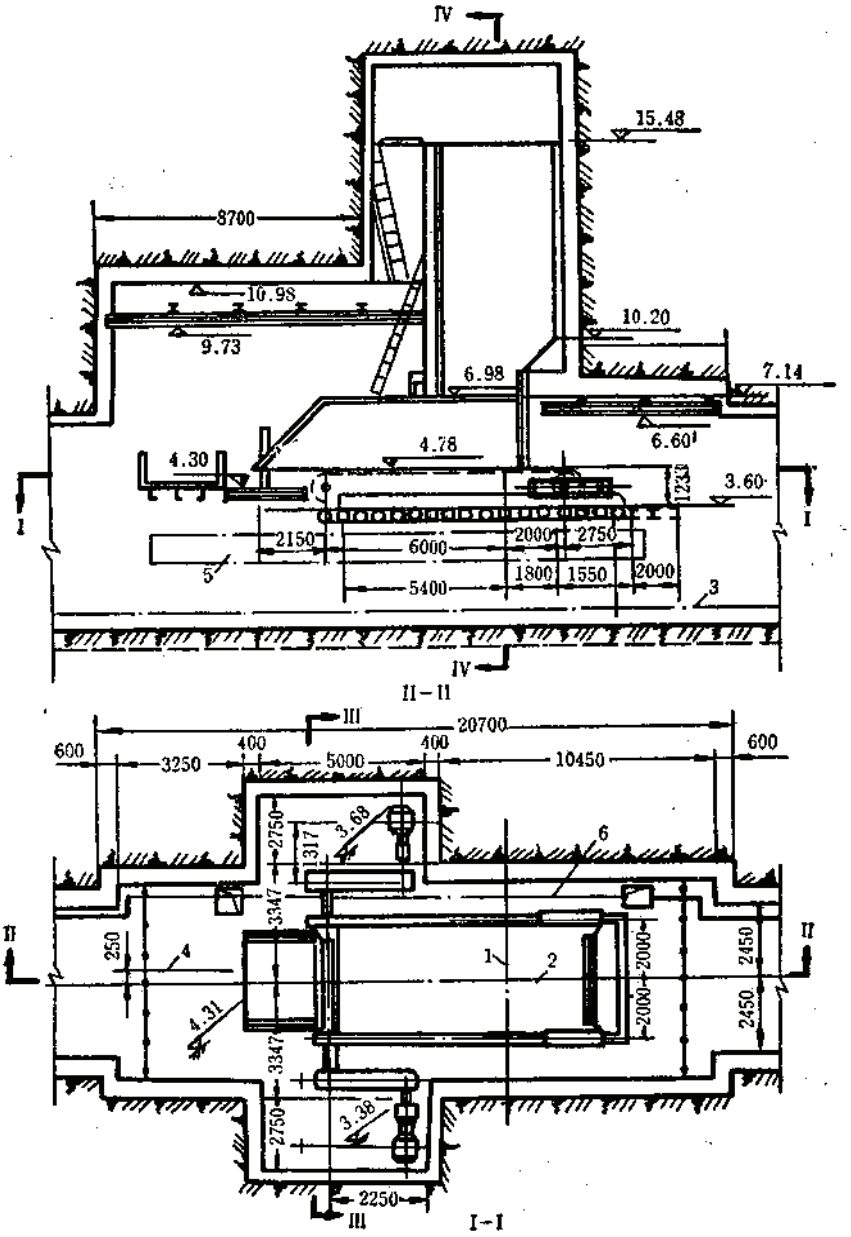


图 1-4-50　顺向布置板式给矿机硐室（一）

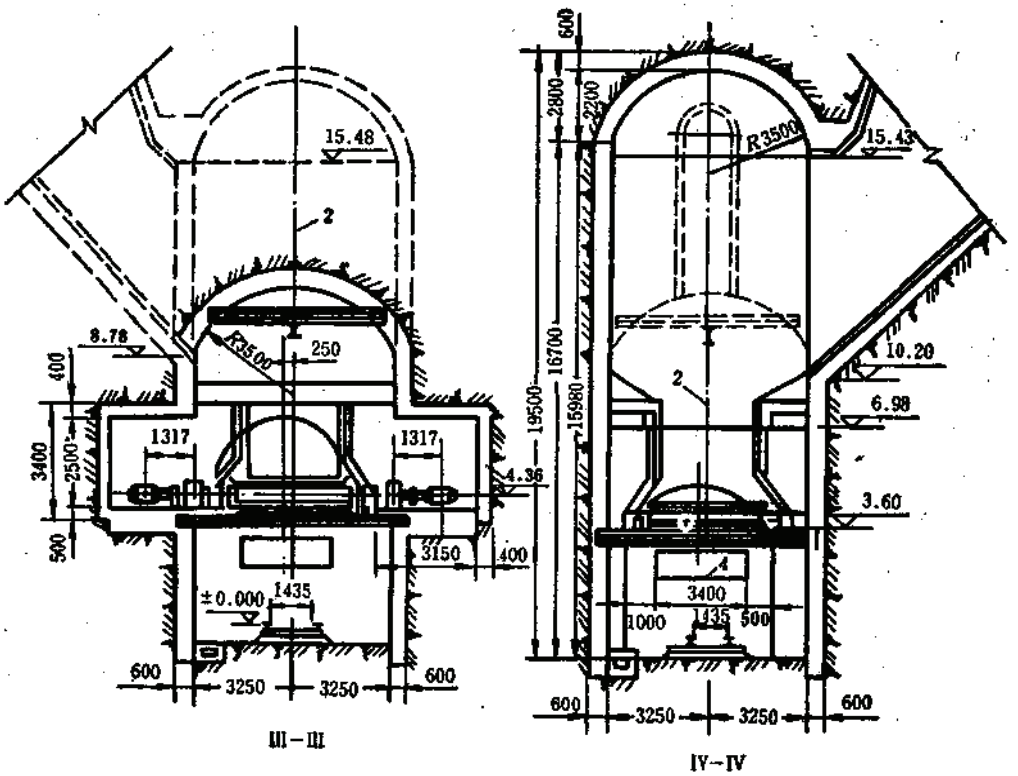


图 1-4-50 顺向布置板式给矿机硐室(二)

1—溜井中心线；2—给矿机中心线；3—轨面线；4—巷道中心线；5—100吨自卸矿车；6—水沟中心线

离和起吊设备的高度而定。

当仅有起吊环时，要考虑检修闸门、起吊设备和安装设备的方便。当有起吊梁时，则起吊梁顶面距硐室顶不小于0.5～0.8m为宜。

溜口与车辆的间隙见表1-4-46。

溜口与车辆间隙尺寸 表 1-4-46

矿车类型	活动溜槽伸入矿车距离(mm)	活动溜槽高于矿车上沿距离(mm)
0.5，0.65，0.75	150～200	≥200
1.2，2.0	200～300	>250
3.5，4.0	250～350	>300
6.0，9.0	300～400	>300
准轨矿车	>300	>350

4.4.4.4 装矿硐室断面形状及其支护形式

装矿硐室通常采用直墙拱形断面，拱形一般采用三心拱和圆弧拱形式，对于服务年限

较短的采区溜井的装矿硐室，也可采用梯形断面形式。

装矿硐室仅从受力情况考虑时，可选用下面几种断面形状：

（1）当结构只承受均布垂直荷载时，可采用直墙二次抛物线拱形。

（2）当结构承受的垂直荷载偏大时，要通过对地压和内力分析（详见第三章）综合确定断面形状，一般可采用曲墙圆弧形拱结构。

根据围岩性质和稳定情况以及硐室的跨度大小确定支护材料、结构形式和支护厚度，一般应采用整体素混凝土或钢筋混凝土支护，中等以上稳定岩石也可采用锚喷或喷、锚、网联合支护形式。

4.4.5　振动放矿技术在装矿硐室中的应用

4.4.5.1　振动放矿的优点

（1）采用振动放矿设备向溜井内卸矿，可以控制矿流在溜井中央区降落，矿流不直接冲击溜井井壁，从而减轻了溜井井壁的磨损。

（2）采用振动放矿设备装矿，可以经常保持溜井内矿石松动，死矿区减小，从而减少了矿石在溜井中的结拱和堵塞。实践证明，若矿石块度控制得好，振动设备选型适当，设计合理，溜井可以消除结拱和堵塞。

（3）在装矿硐室内采用振动放矿机装矿时，由于振动波的作用，使溜井中受振部分的矿石处于松动状态，泥水不易被劫流，减少跑、堵矿事故的发生。

（4）采用振动放矿机装矿，可以提高矿车的装满系数和劳动生产率。

（5）采用振动放矿可以节省设备费用和基建投资，还可以节约能源，降低经营费用。

4.4.5.2　振动放矿的应用情况

振动放矿设备在国内一些矿山得到广泛的应用，具体情况见表1-4-47。

4.4.5.3　振动放（给）矿机的选择

1．振动放矿机的现状

目前振动放（给）矿机类型较多，结构上也各有特点，但均属于单质体超共振的惯性振动放（给）矿机，可分三类：

1）单轴振动放矿机

单轴振动放矿机由振动台、弹性系统、电动机、振动器和机架组成。

2）双轴振动放矿机

双轴振动放矿机除振动器的轴为双轴外，其它均同单轴振动放矿机。

3）采用振动电机的振动放矿机

采用振动电机的振动放矿机实为单轴振动放矿机，它的振动器和电动机合为一体，取消了胶带传动机构。

2．振动放（给）矿机的选择

1）单轴振动放矿机

目前应用较多的振动放矿机为单轴的，据不完全统计约有三十多种。近年来该机在结构和部件方面作了不少改进，为进一步推广和发展振动放矿机起了很大作用，但仍存在如下缺点：

振动放矿技术的应用 表 1-4-47

矿山名称	振动设备应用地点	简要说明
桃林铅锌矿	阶段溜井	该矿采用普通电机驱动
程潮铁矿		采用无底柱分段崩落法，阶段溜井中采用大型振动给矿机
金山店铁矿		矿石粉矿多、粘性大，采用双轴定向振动放矿机
中条山有色金属公司		采用大型振动放矿机、普通电机驱动、金属弹簧
丰山铜矿		在直径为3m的溜井中采用两台振动放矿机并联运转
东风萤石公司		采用振动电机、橡胶弹簧，重量轻、功率小，生产能力大
桃林铅锌矿	集矿溜井	用于阶段强制崩落法中的电耙道与运输道之间的溜井
辉铜山铜矿		分段空场法中的集中溜井，效果较好
锡矿山北矿		用于转载，解决了溜井磨损快的问题，克服了溜井在不同期既能放矿石，又能放废石的困难
黄石市石灰石矿		露天开采，原设计为闸门放矿，后改为振动放矿机放矿，节省了投资
宜春某矿		露天开采，原为气动指状闸门放矿，后改为振动放矿，解决了溜井堵塞和跑矿问题
麻阳铜矿		在斜井提升的主溜井中采用振动放矿效果很好
石人嶂钨矿	留矿法采场	振动放矿机功率为1.5kW，共用80多台
凡口铅锌矿		矿房垂直走向布置，矿石块度大
冯家山铜矿		采用普通电机驱动的振动放矿机
金山店铁矿	有底柱分段崩落法	在一个放矿漏斗中进行了对比试验，纯矿石回收率提高1倍，放矿工人劳动生产率提高7倍
麻阳铜矿	全面法	振动放矿机带活动溜槽，为了便于搬迁，设备附有行走轮，试验了振动器装在台面上的振动放矿机
灵乡铁矿	料仓	振动放矿机上带有破拱排架，解决了结拱问题
盘石镍矿		用于向架空索道料斗供矿，解决了冻结矿石放出的困难问题
云锡老厂锡矿		用于向架空索道的料斗供矿，解决了堵塞问题
良山铁矿		用在选厂粗碎车间，解决了堵塞和跑矿问题
金山店铁矿		向带式输送机供矿，然后装入自卸汽车
栗木锡矿		附有筛分和水洗脱泥功能，双轴定向
宜春某厂		选厂改建，取代大型板式给矿机，有筛分、水洗脱泥功能，双轴定向
东乡铜矿	其他	用于废石场转载矿石，振动放矿机为悬吊式的
符山铁矿		用振动电机取代电磁振动器
东风萤石公司		用于废石场向斜坡卷扬转载

（1）结构比较复杂，必须安设弹性电机座或配重装置。

（2）三角胶带容易跳槽和断裂。

（3）由于电机功率较小，电源电压不稳定。

（4）振动器与台板的连接螺栓容易松动、断裂并不易及时发现，因埋设深度太大，常产生烧电机的故障。

单轴振动放矿机由于存在这些缺点，故在采用功率为7.5×10^3W以下的振动放矿机时，应选择振动电机式的，既能省电耗15%，又适用、安全可靠。

2）双轴振动放矿机

双轴振动放矿机由于振动器是双轴的，则偏心力矩相等，且为等速反向旋转。

在设计时可使矿石的抛射角与偏心块产生的离心力的合力作用线方向一致，使振动放矿机在最佳抛射角的条件下工作。

当矿石流动性能差，要求生产能力大的矿山，双轴振动放矿机的工作状态是较理想的。

3）振动电机式的振动放矿机

该机是在振动电机轴的两端装上偏心块而组成振动器，彻底克服了振动器和电动机分开的严重缺点。

采用振动电机式的振动器，取代了惯性振动器，取消了普通电机的电机座和三角胶带传动，使设备简化、紧凑，便于搬运和安装。振动电机式的振动放矿机与单轴或双轴振动放矿机相比，运转更加可靠，放矿效果更好，耗电量能节约15%左右。

振动电机式的振动放矿机是目前较完善的型式，尤其当功率在7.5kW以下时，在设计中应优先选用。

我国一些矿山采用振动放（给）矿机的情况见表1-4-48。

部分矿山采用的溜井振动放矿机技术特性　　表 1-4-48

矿山名称	放矿机型号	生产技术能力 (t/h)	功率 (kW)	振幅 (mm)	振动频率 (min^{-1})	激振力 (N)	台面规格尺寸（长×宽）(mm)	眉线高度 (mm)	埋入深度 (mm)	安装角度 (°)	安装地点	矿车规格 (m^3)
湖北长石矿	ZKJ-1	115～366	17	2～4	1050	33000	2627×1500	720	840	5	阶段溜井	0.75
	长Ⅰ型	150～366	5.5	2～4	1000	7700～12000	2200×900	700	1000	20	溜井	0.75
	长Ⅰ型	125～320	7.5	2～4	1000	10000～17000	2200×1000	700	1000	15	溜井	0.75
桃林铅锌矿	ZKF-Ⅰ	530～1250	22	2～3	1430	53000～125000	2660×1360	700	1200	15	溜井	2
	TZ	340～400	7.5	2～4	1420	26000～32000	2500×1300	350	1100	12	溜井	2
中条山有色矿	ZZ-6	500～600	13	2～4	4050	30000～60000	2650×1500	1100～1200	1100～1200	10	阶段溜井	2
	ZZ-9	500～600	22	2～4	1100	30000～90000	2650×1600	1100～1200	1100～1200	10	溜井	2
	ZZC-12	500～600	30	2～4	1100	60000～120000	1100×1200	1100～1200	1100～1200	10	主溜井	16
	ZZC-1	500～600	5.5	2～4	960	60000～120000	2650×1200	1100～1200	1100～1200	10	阶段溜井	2
金山店铁矿	SZKJ-Ⅰ	600	17	2～4	1000		2520×1200	1000	750	15	同上	6
		340	7.5	2～4	940	20000	2400×960	1000	400	21.5	同上	6

续表

矿山名称	放矿机型号	生产技术能力 (t/h)	功率 (kW)	振幅 (mm)	振动频率 (min^{-1})	激振力 (N)	台面规格尺寸 (长×宽) (mm)	眉线高度 (mm)	埋入深度 (mm)	安装角度 (°)	安装地点	矿车规格 (m^3)
程潮铁矿		330	22	2～4	1050	27800～103000	3300×1100	1048	1100～1200	10	阶段溜井	2
麻阳铜矿		450	5.5	2～4	1000		1400×960	750		15	电扒漏斗	
漓渚铁矿	ZKJ-Ⅱ	624～936	17	2～4	1020	19370～52260	2400×1360	1000～1100	700～800	18	阶段溜井	1.2
王家滩矿			13	2～3	1000		2600×1000	1100	1200	10	同上	0.55
辉铜山铜矿		540	13		1300	30000～50000	2400×1300	850	900	10～15	同上	0.25

4.4.5.4 溜井振动放矿机系列

"FZC 溜井振动放矿机系列"的机型为颠振型惯性振动放矿机，以 ZDJ振动电机为电源。根据不同的使用条件，以轻型化和组合化的方式，通过合理的参数选择，共编35个型号，其中主要型号10个，派生型号25个。本系列提供了全套设计书和图纸。

本系列振动放矿机使用条件及应用范围：

（1）环境空气温度不超过＋40℃，空气相对湿度不大于90%；可用于多尘环境。

（2）允许振动台面上的负荷有较大的波动，也允许频繁启动（但每小时启动次数不得超过200次）。

（3）应用范围广，对于块矿、粉矿和粘矿都适用，在溜井、采场、溜槽和矿仓中都可采用。

FZC 系列的技术特性及埋设参数见表1-4-49。

FZC 系列各有关动力参数值见表1-4-50。

4.4.5.5 振动放矿机外形及安装尺寸

1. 单台板振动放矿机

FZC 系列由机号 1～29项属于单台板振动放矿机，具体的外形尺寸和安装尺寸见图1-4-51及表1-4-51。

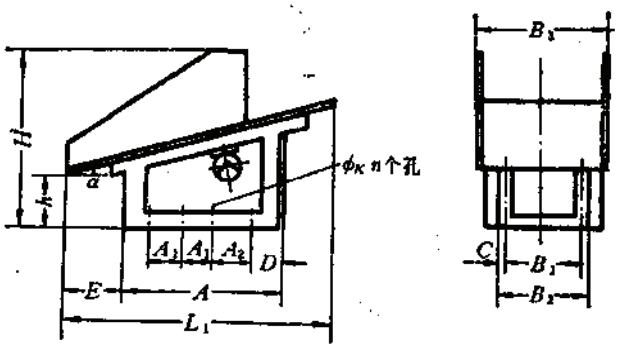


图 1-4-51 单台板振动放矿机外形尺寸及安装图

FZC系列溜井振动放矿机的技术特性及其埋设参数表 表 1-4-49

机号	振动放矿机型号	技术特性						最大放矿力	额定功率	工况系数	生产技术能力	机重	埋设深度	眉线高度	眉线角
		台面长度 L (m)	台面宽度 B (m)	台面面积 F (m)	台面倾角 (°)	额定振频 (min^{-1})	振动幅值 A (mm)	P (kN)	N (kW)	k_k	Q (t/h)	G (kg)	L_A (m)	h_k (m)	θ (°)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
1	FZC-1.6/1-1.5	1.6	1.0	1.6	12	1400	0.8	10	1.5	0.89	300～600	440	0.6	0.6	40
2△	FZC-1.8/0.9-1.5	1.8	0.9	1.6	12	1400	0.9	10	1.5	0.88	350～400	430	0.6	0.7	40
3	FZC-2.0/0.8-1.5	2.0	0.8	1.6	14	1400	0.9	10	1.5	0.89	310～370	490	0.6	0.7	38
4	FZC-2.3/0.7-1.5	2.3	0.7	1.6	16	1400	0.8	10	1.5	0.89	290～330	575	0.7	0.7	38
5△	FZC-2.0/1.0-3.0	2.0	1.0	2.0	14	940	3.0	20	3.0	1.43	850～1000	690	0.7	0.7	40
6	FZC-2.3/0.9-3.0	2.3	0.9	2.0	14	940	3.0	20	3.0	1.38	770～910	870	0.8	0.8	40
7△	FZC-2.3/1.2-3.0	2.3	1.2	2.8	14	940	1.8	20	3.0	1.04	630～760	960	0.8	0.8	40
8	FZC-2.8/1.0-3.0	2.3	1.0	2.8	18	940	1.7	20	3.0	1.02	580～690	1060	0.9	0.9	41
9	FZC-2.3/1.2-4.0	2.3	1.2	2.8	14	1420	0.9	30	4.0	1.55	630～730	1010	0.9	0.8	41
10	FZC-2.5/1.2-3.0	2.5	1.2	3.1	16	940	1.7	20	3.0	0.95	590～720	980	0.8	0.8	39
11	FZC-3.1/1.0-3.0	3.1	1.0	3.1	18	940	1.7	20	3.0	0.92	560～670	1060	0.8	0.9	38
12△	FZC-2.5/1.2-4.0	2.5	1.2	3.1	16	1420	0.9	30	4.0	1.43	660～770	1030	0.8	0.9	41
13	FZC-3.1/1.0-4.0	3.1	1.0	3.1	18	1420	1.0	30	4.0	1.38	760～870	1110	0.9	0.9	38
14	FZC-3.5/0.9-4.0	3.5	0.9	3.1	18	1420	1.0	30	4.0	1.36	730～830	1130	0.9	1.0	37
15△	FZC-2.5/1.4-5.5	2.5	1.4	3.5	14	960	2.0	40	5.5	1.63	990～1180	1360	0.9	0.9	41
16	FZC-3.5/1.0-5.5	3.5	1.0	3.5	18	960	2.0	40	5.5	1.63	980～1150	1525	1.1	1.1	40
17	FZC-2.8/1.4-5.5	2.8	1.4	4.0	14	960	1.8	40	5.5	1.43	900～1080	1460	1.0	1.0	41
18△	FZC-3.1/1.2-5.5	3.1	1.2	4.0	14	960	1.8	40	5.5	1.54	910～1090	1515	1.1	1.1	40
19	FZC-3.1/1.4-5.5	3.1	1.4	4.5	14	960	1.7	40	5.5	1.32	920～1120	1600	1.0	1.1	39
20△	FZC-3.5/1.2-5.5	3.5	1.2	4.5	14	960	1.8	40	5.5	1.36	870～1050	1670	1.0	1.1	36

续表

机号	振动放矿机型号	技术特性 台面长度 L (m)	台面宽度 B (m)	台面面积 F (m)	台面倾角 (°)	额定频率 (min⁻¹)	振动幅值 A (mm)	最大激振力 P (kN)	额定功率 N (kW)	工况系数 K_g	生产技术能力 Q (t/h)	机重 G (kg)	埋设深度 L_A (m)	眉线高度 h_s (m)	眉线角 θ (°)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
21	FZC-4.5/1.0-5.5	4.5	1.0	4.5	18	960	1.8	40	5.5	1.59	930～980	2040	1.0	1.1	34
22	FZC-3.1/1.4-7.5	3.1	1.4	4.5	14	960	2.0	50	7.5	1.65	1260～1500	1875	1.1	1.1	40
23	FZC-3.5/1.2-7.5	3.5	1.2	4.5	14	960	2.1	50	7.5	1.70	1220～1440	1810	1.2	1.2	39
24	FZC-4.5/1.0-7.5	4.5	1.0	4.5	18	960	2.0	50	7.5	1.59	1290～1510	2225	1.2	1.4	39
25△	FZC-3.5/1.4-7.5	3.5	1.4	5.0	14	960	1.8	50	7.5	1.46	1160～1380	2000	1.0	1.2	37
26	FZC-4.0/1.2-7.5	4.0	1.2	5.0	18	960	1.6	50	7.5	1.49	870～1040	1935	1.2	1.2	39
27	FZC-5.0/1.0-7.5	5.0	1.0	5.0	18	960	1.6	50	7.5	1.43	840～1010	2355	1.2	1.4	37
28	FZC-4.0/1.6-10	4.0	1.6	6.3	16	960	1.8	75	10	1.67	1570～1870	2355	1.2	1.4	40
29△	FZC-5.0/1.4-10	5.0	1.4	7.0	18	960	1.7	75	10	1.53	1300～1550	2800	1.4	1.4	38
30	FZC-3.1/1×2-4×2	3.1	1.0×2	3.1×2	18	1420	1.0	30×2	4.0×2	1.38	1520～1740	2220	0.9	0.9	38
31	FZC-3.5/1×2-5.5×2	3.5	1.0×2	3.5×2	18	960	2.0	40×2	5.5×2	1.63	1960～2300	3050	1.1	1.1	40
32	FZC-3.1/1.2×2-5.5×2	3.1	1.2×2	4.0×2	14	960	1.8	40×2	5.5×2	1.54	1820～2180	3030	1.1	1.1	40
33△	FZC-3.5/1.2×2-5.5×2	3.5	1.2×2	4.5×2	14	960	1.8	40×2	5.5×2	1.36	1740～2100	3310	1.0	1.1	36
34	FZC-3.5/1.4×2-7.5×2	3.5	1.4×2	5.0×2	14	960	1.8	50×2	7.5×2	1.46	2320～2760	3970	1.0	1.2	37
35	FZC-4.0/1.2×2-7.5×2	4.0	1.2×2	5.0×2	18	960	1.6	50×2	7.5×2	1.49	1740～2080	3870	1.2	1.2	39

注：1.工况系数K_g供设计部门选择机型时使用。

2.从30～35项为双台并联振动放矿机。

3.标有△者为主要机型，其它为派生机型。

4.以FZC-1.6/1.0-1.5为例，说明振动放矿机型号中各项参数和符号的含意。FZC为振动放矿机系列，1.6为振动台面长度1.6m，1.0为振动台面宽度1.0m，1.5为振动电机额定功率1.5kW。

各型号有关动力参数表　　表 1-4-50

机号	振动放矿机型号	频率比 μ	机械指数 K_0	工作状态系数 K_0	抛射角 β (°)	抛掷指数 np	矿石运送速度 v (cm/s)
1	FZC-1.6/1.0-1.5	1.23	1.81	1.85	57°16′	0.70	6.8～8.0
2△	FZC-1.8/0.9-1.5	1.17	1.88	1.92	58°36′	0.72	7.4～8.6
3	FZC-2.0/0.8-1.5	1.18	1.86	1.92	58°38′	0.72	7.5～8.7
4	FZC-2.3/0.7-1.5	1.14	1.84	1.91	58°30′	0.72	7.8～9.0
5△	FZC-2.0/1.0-3.0	1.07	2.96	3.05	70°52′	0.95	16.1～19.0
6	FZC-2.3/0.9-3.0	1.05	2.54	2.62	67°34′	0.88	14.2～16.8
7△	FZC-2.3/1.2-3.0	1.05	1.80	1.85	57°17′	0.70	8.6～10.4
8	FZC-2.8/1.0-3.0	1.09	1.69	1.77	53°36′	0.67	8.5～10.2
9	FZC-2.3/1.2-4.0	1.53	2.08	2.14	62°08′	0.78	8.7～10.1
10	FZC-2.5/1.2-3.0	1.08	1.69	1.76	55°22′	0.67	8.2～9.9
11	FZC-3.1/1.0-3.0	1.10	1.64	1.73	54°38′	0.66	8.3～9.9
12△	FZC-2.5/1.2-4.0	1.58	1.91	1.99	59°50′	0.74	8.1～9.4
13	FZC-3.1/1.0-4.0	1.33	2.34	2.47	66°04′	0.85	11.2～12.7
14	FZC-3.5/0.9-4.0	1.35	2.28	2.39	65°19′	0.83	10.7～12.2
15△	FZC-2.5/1.4-5.5	1.42	2.02	2.08	61°16′	0.78	10.4～12.5
16	FZC-3.5/1.0-5.5	1.31	2.06	2.16	62°26′	0.78	11.9～13.9
17	FZC-2.8/1.4-5.5	1.42	1.80	1.86	57°28′	0.70	8.5～10.2
18△	FZC-3.1/1.2-5.5	1.36	1.84	1.90	58°10′	0.72	9.2～11.0
19	FZC-3.1/1.4-5.5	1.30	1.73	1.78	55°50′	0.68	7.9～9.7
20△	FZC-3.1/1.2-5.5	1.28	1.81	1.87	57°35′	0.71	8.7～10.5
21	FZC-4.5/1.0-5.5	1.27	1.83	1.93	58°48′	0.72	10.0～11.8
22	FZC-3.1/1.4-7.5	1.28	2.08	2.14	62°08′	0.78	10.9～12.9
23	FZC-3.5/1.2-7.5	1.27	2.13	2.20	62°54′	0.79	11.2～13.3
24	FZC-4.5/1.0-7.5	1.18	2.08	2.68	62°42′	0.79	12.2～14.2
25△	FZC-3.5/1.4-7.5	1.30	1.85	1.91	58°27′	0.72	9.1～10.9
26	FZC-4.0/1.2-75	1.40	1.63	1.72	54°24′	0.66	8.0～9.6
27	FZC-5.0/1.0-7.5	1.24	1.64	1.72	54°24′	0.66	8.0～9.6
28	FZC-4.0/1.6-10	1.39	1.80	1.87	57°10′	0.71	9.3～11.1
29△	FZC-5.0/1.4-10	1.34	1.72	1.81	59°26′	0.69	8.8～10.5
30	FZC-3.1/1×2-4.0×2	1.33	2.34	2.47	66°04′	0.85	11.2～12.7
31	FZC-3.5/1×2-5.5×2	1.31	2.06	2.16	62°26′	0.78	11.9～13.9
32	FZC-3.1/1.2×2-5.5×2	1.36	1.84	1.90	58°10′	0.72	9.2～11.0
33△	FZC-3.5/1.2×2-5.5×2	1.28	1.81	1.87	57°35′	0.71	8.7～10.5
34	FZC-3.5/1.4×2-7.5×2	1.30	1.85	1.91	58°27′	0.72	9.7～10.9
35	FZC-4.0/1.2×2-7.5×2	1.40	1.63	1.72	54°24′	0.66	8.0～9.8

注：带有△符号的为主要机型。

2. 双台板并联振动放矿机

在FZC溜井振动放矿机系列中，机号从30～35为双台板振动放矿机，该部分振动放矿机的外形尺寸和安装尺寸见图1-4-52及表1-4-52。

4.4.5.6　推荐使用范围

（1）当溜井高度为5～40m，直径为2m或断面为2×2m，每个溜井年出矿量为两万吨至五万吨左右，要求振动放矿机在一处用完后搬迁到另一处重复使用时，则推荐使用激振力为14.715kN、柔性振动台面的振动放矿机。如 FZC-1.6/1.0-1.5、FZC-1.8/0.9-

单台板振动放矿机外形及安装尺寸表

表 1-4-51

机号	振动放矿机型号	倾角 α (°)	外形及安装尺寸（见图1-4-51）(mm)													
			A	A_1	A_2	B_1	B_2	B_3	C	D	E	h	H	L_1	n	ϕ_k
1	FZC-1.6/1.0-1.5	12	806	200		610	700	1000	45	206	460	544	1257	1565	4	18
2	FZC-1.8/0.9-1.5	12	806	200		610	700	900	45	206	607	522	1278	1760	4	18
3	FZC-2.0/0.8-1.5	14	906	250		610	700	800	45	206	673	594	1587	1940	4	18
4	FZC-2.3/0.7-1.5	16	1006	250		510	600	730	45	256	819	571	1661	2210	4	18
5	FZC-2.0/1.0-3.0	14	606	250		610	700	1000	45	206	673	594	1560	1940	4	18
6	FZC-2.3/0.9-3.0	14	906	400		640	700	1026	30	256	809	900	1988	2232	4	18
7	FZC-2.3/1.2-3.0	14	1206	600		840	900	1326	30	306	588	1028	2125	2232	4	18
8	FZC-2.8/1.0-3.0	18	1406	600		840	900	1126	30	406	727	713	2196	2663	4	18
9	FZC-2.3/1.2-4.0	14	1206	600		840	900	1326	30	306	588	1028	2100	2232	4	18
10	FZC-2.5/1.2-3.0	16	1206	600		840	900	1326	30	306	673	884	2140	2403	4	18
11	FZC-3.1/1.0-3.0	18	1606	400	400	840	900	1126	30	406	812	620	2228	2948	6	18
12	FZC-2.5/1.2-4.0	16	1206	600		840	900	1326	30	306	673	884	2245	2403	4	18
13	FZC-3.1/1.0-4.0	18	1606	400	400	840	900	1126	30	406	812	620	2196	2948	6	18
14	FZC-3.5/0.9-4.0	18	1806	500	500	740	800	1026	30	406	945	512	2256	3329	6	18
15	FZC-2.5/1.4-5.5	14	1232	370	480	874	934	1420	30	195	770	1010	2250	2426	6	22
16	FZC-3.5/1.0-5.5	18	1608	610	610	775	835	1020	30	198	1099	850	2612	3329	6	22
17	FZC-2.8/1.4-5.5	14	1232	370	480	874	934	1420	30	195	951	962	2354	2717	6	22
18	FZC-3.1/1.2-5.5	14	1232	370	480	874	934	1220	30	195	1152	920	2405	3008	6	22
19	FZC-3.1/1.4-5.5	14	1232	370	480	874	934	1420	30	195	1252	895	2405	3008	6	22
20	FZC-3.5/1.2-5.5	14	1608	610	610	775	835	1220	30	198	1066	900	2466	3396	6	22
21	FZC-4.5/1.0-5.5	18	2806	700	700	840	900	1030	30	306	1023	407	2493	4280	8	22
22	FZC-3.1/1.4-7.5	14	1706	550	550	1100	1160	1400	30	306	692	1100	2670	3008	6	22
23	FZC-3.5/1.2-7.5	14	1706	550	550	940	1000	1200	30	306	980	1028	2770	3[illegible]6	6	22
24	FZC-4.5/1.0-7.5	18	2806	700	700	840	900	1072	30	306	773	700	3100	4280	8	22
25	FZC-3.5/1.4-7.5	14	1706	550	550	1100	1160	1400	30	306	1081	1003	2710	3396	6	22
26	FZC-4.0/1.2-7.5	18	2008	500	500	940	1000	1200	30	308	1139	430	2463	3804	8	22
27	FZC-5.0/1.0-7.5	18	2806	700	700	840	900	1072	30	306	1250	545	3100	4756	8	22
28	FZC-4.0/1.6-10	16	2208	440	440	1226	1300	1726	37	446	1018	311	2381	3844	8	27
29	FZC-5.0/1.4-10	18	2808	700	700	1186	1260	1400	37	308	1250	545	3031	4775	8	27

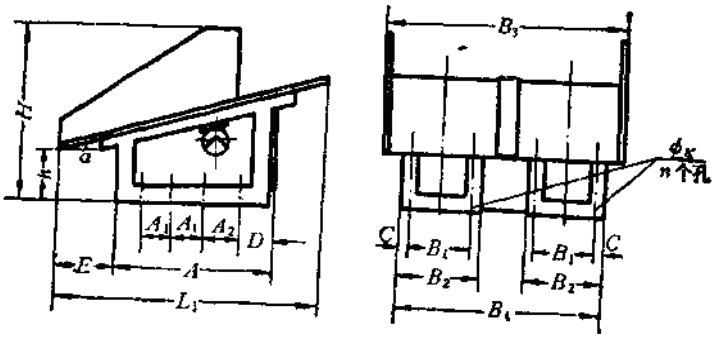


图 1-4-52　双台板振动放矿机外形及安装尺寸图

双台板振动放矿机外形及安装尺寸表　　表 1-4-52

机号	振动放矿机型号	倾角 α (°)	外形及安装尺寸（见图1-4-52）(mm)														
			A	A_1	A_2	B_1	B_2	B_3	B_4	C	D	E	h	H	L_1	n	ϕ_k
30	FZC-3.1/1×2-4.0×2	18	1606	400	400	840	900	2050	1950	30	406	812	620	2130	2948	12	18
31	FZC-3.5/1×2-5.5×2	18	1608	610	610	775	835	2050	1885	30	198	1099	850	2630	3329	12	22
32	FZC-3.1/1.2×2-5.5×2	14	1232	370	480	874	934	2450	2184	30	195	1152	920	2445	3008	12	22
33	FZC-3.5/1.2×2-5.5×2	14	1608	610	610	775	835	2450	2085	30	198	1066	900	2500	3396	12	22
34	FZC-3.5/1.4×2-7.5×2	14	1706	550	550	1100	1160	2850	2610	30	306	1081	1003	2710	3396	12	22
35	FZC-4.0/1.2×2-7.5×2	18	2008	500	500	940	1000	2450	2250	30	308	1139	430	2463	3804	16	22

1.5、FZC-2.0/0.8-1.5、FZC-2.3/0.7-1.5等轻型振动放（给）矿机。

（2）当溜井高度为40～60m，直径为2.5m或断面为2.5×2.5m，每个溜井年出矿量为伍万吨到十万吨左右，振动放矿机的生产能力小于每班650吨时，则推荐采用激振力为29.43kN或39.24kN的振动放矿机，如FZC-2.0/1.0-3.0、FZC-2.3/0.9-3.0、FZC-2.3/1.2-3.0、FZC-2.8/1.0-3.0、FZC-2.3/1.2-4.0、FZC-2.5/1.2-3.0、FZC-3.1/1.0-3.0、FZC-2.5/1.2-4.0等振动放（给）矿机。

（3）当溜井高度为40～100m，直径为3m或断面为3×3m，每个溜井年出矿量小于50万吨，振动放矿机的生产能力为每班600～1000吨时，则推荐采用激振力为53.96～73.58kN的中型振动放矿机，如FZC-2.5/1.4-5.5、FZC-3.5/1.0-5.5、FZC-3.5/1.2-5.5、FZC-3.1/1.2-5.5、FZC-3.1/1.4-5.5、FZC-3.5/1.2-5.5、FZC-3.1/1.4-7.5、FZC-3.5/1.2-7.5、FZC-4.5/1.0-5.5、FZC-3.5/1.4-7.5等振动放（给）矿机。

（4）当每个溜井年出矿量大于百万吨，溜井直径大于4m或装矿设备的容积大于3m³时，则推荐采用FZC系列中双台板并联振动放矿机，如FZC-3.1/1×2-4.0×2、FZC-3.5/1×2-5.5×2、FZC-4.0/1.2×2-7.5×2、FZC-3.1/1.2×2-5.5×2、FZC-3.5/1.2×2-5.5×2、FZC-3.5/1.4×2-7.5×2。

（5）若溜井中心线到受矿设备输送距离较大时，推荐选用长台板振动放矿机，如FZC-4/1.6-10、FZC-5/1.4-10、FZC-4/1.2-7.5、FZC-4.5/1.0-7.5、FZC-5/1.0-7.5。

（6）对地面矩形单斜底料仓或半壁料仓（斜坡料仓）的物料转送、装车、推荐选用FZC-3.5/0.9-4.0、FZC-4.5/1.0-5.5等振动给矿机。

4.4.5.7 选型

"FZC溜井振动放矿机系列"所采用的ZDJ系列振动电机共有六种型号，额定功率及其最大激振力的关系见表1-4-53。

振动电机功率及激振力 表 1-4-53

电机型号	ZDJ1.5-4	ZDJ3-6	ZDJ4-4	ZDJ5.5-6	ZDJ7.5-6	ZDJ10-6
额定功率（kW）	1.5	3	4	5.5	7.5	10
最大激振力（kN）	10	20	30	40	50	75

眉线高度与振动电机额定功率在FZC系列中有对应的组合关系，见表1-4-54。

系列中不同功率的振动放矿机对应的眉线高度 表 1-4-54

电机功率 \ 机号 \ 眉线高度（m）		0.6	0.7	0.8	0.9	1.0	1.1	1.2	1.4
振动电机额定功率（kW）	1.5	1	2, 3, 4						
	3		5	6, 7, 10	8, 11				
	4			9	12, 13	14			
	5.5				15	17	16, 18, 19, 20, 21		
	7.5						22	23, 25, 26	24, 27
	10								28, 29
	4×2				30				
	5.5×2						31, 32, 33		
	7.5×2							34, 35	

1. 眉线高度的确定

眉线高度可由下式确定：

$$h_0 = kd \tag{1-4-42}$$

式中 h_0——眉线高度，m；

d——矿（岩）石合格大块尺寸，m；

k——大块通过系数，取$k=1.6\sim2.2$。

眉线高度h_0值除了按公式（1-4-42）计算外，一般也可按表1-4-55取值。

若矿石所含大块较多、粘性较大或要求生产效率较高时，则均可偏大取值。

2. 振动放矿机选型示例

1）使用条件

溜井高50m，断面为2.5×2.5m；采用架线式7吨电机车，电机车外形尺寸（长×宽×高）为4490×1050×1500mm，矿车为1.3m³其外形尺寸（长×宽×高）为2000×1200×1300mm；要求出矿能力为每班450吨；矿石含泥量少，流动性较好，矿石密度为2.33t/m³，自然安息角为$\varphi=43°$，合格大块尺寸

各种合格大块推荐采用的眉线高度　　表 1-4-55

合格大块 d（mm）		350	400	500	550	600	750	850
眉线高度 h_0（m）	0.6	V						
	0.7	V	V					
	0.8	V	V	V				
	0.9		V	V	V			
	1.0		V	V	V			
	1.1			V	V	V		
	1.2				V	V	V	
	1.3					V	V	V

=400mm。

2）选型

根据FZC系列的使用范围和上述条件，应在电动机额定功率为3～4kW，激振力为30kN～40kN的振动放矿机中选型，步骤如下：

（1）眉线高度h_0

由于矿石流动性较好，且d=400mm，则$h_0=kd=(1.6\sim2.2)\times0.4=0.64\sim0.88$m，查表1-4-54又得$h_0=0.7\sim1.0$m，选取$h_0=800$mm。

（2）埋设深度L_A

由表1-4-49中看出，各种型号的振动放矿均有其对应的合理参数，眉线高度h_0与埋设深度L_A近似相等，所以取$L_A=h_0=800$mm。

（3）确定振动台面宽度B

确定振动台面宽度的原则为：保证装车时便于对车、矿车两端又不撒矿，同时有较大的装满系数；振动台面宽度一般应满足$B=L_0=0.4\sim0.8$m，但若矿车较长（矿车长$L_0\geqslant2$m）时，$B=1.2\sim1.6$m。

根据以上原则和已知条件，取$B=1200$mm。

（4）工况系数k_k值的选取

若矿石流动性好，取$k_k\leqslant1.3$；当矿石流动性一般或不大好，取$k_k>1.3$；若矿石流动性较好，选择机型不受k_k值限制。

（5）初选型号

上面已初选振动电机额定功率N为3kW或4kW，振动台面宽度$B=1.2$m，眉线高度$h_0=0.8$m。

查表1-4-48得出能满足$B=1.2$m，N值为3kW或4kW条件所对应的机号有：

7，10——3kW；9，12——4kW。

查表1-4-54得出能满足$h_0=0.8$m，N值为3kW或4kW条件所对应的机号有：

6，7，10——3kW；9——4kW。

能同时满足$h_0=0.8$m和$B=1.2$m的机号有：7，10——3kW；9——4kW。

初选的FZC-2.3/1.2-3.0、FZC-2.5/1.2-3.0和FZC-2.3/1.2-4.0三种机型，查表1-4-49得出表1-4-56结果。

（6）核对振动台面长度L

通过作安装配制图检验振动台面长度L，台面卸矿端伸入矿车的深度是否符合要求（见表1-4-46），若$L=2.3$m和$L=2.5$m都不符合要求，则需要重新选择台面较长的型号。

（7）核对眉线角θ

为了保证矿流的可控性，振动放矿机的眉线角应满足$\theta\leqslant\varphi_0$。

初选振动放矿机型号及参数 表 1-4-56

机号	放矿机初选型号	L (m)	B (m)	α (°)	N (kW)	Q (t/h)	h_k	L_A (m)	h_0 (m)	θ (°)
7	FZC-2.3/1.2-3.0	2.3	1.2	14	3	630～760	1.04	0.8	0.8	40
10	FZC-2.5/1.2-3.0	2.5	1.2	16	3	590～720	0.95	0.8	0.8	39
9	FZC-2.3/1.2-4.0	2.3	1.2	14	4	630～730	1.55	0.9	0.8	41

注：表中符号含意见表1-4-49。

由已知条件得矿石自然安息角$\varphi=43°$，由表1-4-56知$\theta=39°\sim41°$。矿石受振动时自然安息角$\varphi_0=\varphi-2°=43°-2°=41°$，所以上述三种型号对应的眉线角均满足$\theta\leqslant\varphi_0$的要求。

（8）核对可能达到的生产能力Q_0。

表1-4-55中三种型号的技术生产能力Q分别为630～760t/h、590～720t/h和630～730t/h。若每班工作小时数$T=8$h。因矿车装矿，间断作业取时间利用系数$f=0.1$时，则每班实际生产能力可按下式计算：

$$Q_0=QTf \tag{1-4-43}$$

将有关数字代入（1-4-43），三种型号的振动放矿机每班可能达到的生产能力（即每班实际生产能力）为：504～608t、470～576t和504～584t，均符合已知条件每班450t的出矿能力要求。

在生产实践中，振动放矿机的生产能力在很大程度上取决于列车的运输能力。

（9）结论

上述三种型号的振动放矿机原则上均可采用。若经作硐室安装配制图表明溜井与巷道的中心距较大，机号7、9的台面长度2.3m嫌小，则可选用台面长度为2.5m的FZC-2.5/1.2-3.0型号。若考虑到矿石松散密度$\gamma=2.33t/m^3$比较大（系列设计时所拟条件为$\gamma=2.10t/m^3$），也可采用功率$N=4$kW的FZC-2.3/1.2-4.0。

（10）若$B=1.2$m，$h_0=0.9$m，则只能选一个适合的机号12，即型号为FZC-2.5/1.2-4.0。假设采用$B=1.2$m，$h_0=1.0$m，则选不到型号，这说明眉线高度与台面尺寸不配。

3．注意事项

（1）设计FZC系列振动放矿机时，对其几何参数和动力参数作了详细计算。但应注意，这些参数的合理性是以埋设参数是否合理为前提的。因此型号一旦选定，埋设参数也就确定，实际应用时应根据各型号对应的参数来安设，要求尺寸偏差≤5%。

（2）设计FZC系列时，矿石松散密度按着$\gamma=2.1t/m^3$取值，若实际条件的松散密度小于$2.1t/m^3$时，振动放矿机的激振力无疑能够满足要求。若实际矿石γ值高达$2.5t/m^3$，这时振动台面上的参振重量增加约10～12%，在激振力不变（即仍用原振动电机）的情况下，机械指数K_0降低约10%，这时仍能保证FZC系列振动放矿机的工作状态系数$K_v>1.6$，使其正常工作。因此，对于松散密度大的矿石，FZC系列振动放矿机均能适用。

（3）在生产矿山若溜井已经施工，溜井与巷道的相关位置已定，这时振动放矿机的选择步骤与上述示例大致相同，也可在溜井与巷道的相关位置的实测断面图上，通过作图的方式选择。

4.4.5.8 振动放矿机硐室

振动放矿机硐室图的绘制是振动放矿机选型的一个重要内容之一，它不但是为了提供施工图纸，还可进一步检查所选择的振动放矿机型号是否合理，几何参数是否同巷道、运输设备的尺寸相适应。

振动放矿机安装设计及确定硐室尺寸的步骤如下，见图1-4-53。

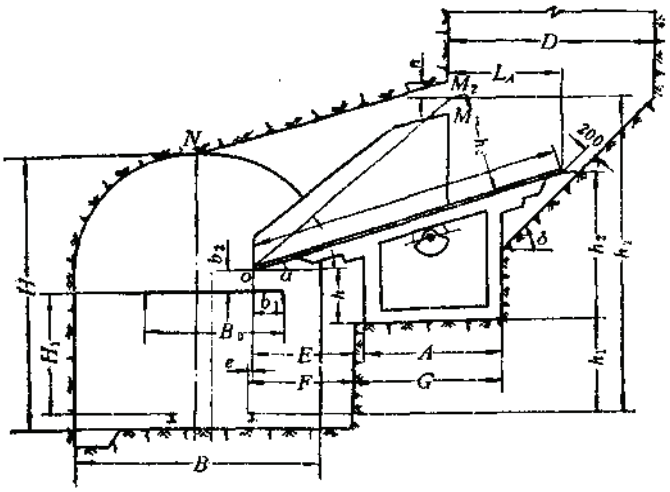


图 1-4-53　振动放矿机硐室设计简图

（1）画出运输巷道断面及矿车、电机车的外形轮廓尺寸。

（2）按已知矿车和电机车的尺寸及位置，由台面伸入矿车的水平距离b_1及高度余量b_2来确定台面卸载端o点位置，见图1-4-53。

一般情况下：

$$b_1=\left(\frac{1}{4}\sim\frac{1}{5}\right)B_0 \tag{1-4-44}$$

式中　B_0——矿车宽度，m。

若台面卸载端下面只通过矿车时，$b_1=0.2\sim0.3$m；若通过电机车时，$b_1=0.1\sim0.15$m。

若嫌矿石落差太大，为了降低卸载高度，并让出通过电机车的空间，可与制造厂协商改用活动漏斗的卸载端结构。

（3）根据振动台面倾角α和台面长度L，作出振动台面的空间位置，再从台面受矿端按着埋设深度L_A和眉线高度h_0求得眉线点M_1，由M_1点向上架设迎门梁的安装余量$n=60\sim200$mm，求得溜口开凿的最高点M_2，确定了溜口前壁。

（4）运输巷道顶点N同M_2点连线得硐室的顶板线。

（5）将卸载端o点的高度减去振动放矿机卸载高度h（查表1-4-52或表1-4-51）得基础面高度h_1（见图1-4-53）。可用基岩作基础，也可用混凝土作基础。

（6）计算出图1-4-53中的e值，查表1-4-51或表1-4-52得出E、A，然后标出F、G，得机架后壁。

（7）查表1-4-51或表1-4-52，算出台面受矿端的高度h_2，留出200mm的空间，作$\delta=45°\sim55°$的斜壁。最后依溜井直径D，作出溜井后壁。

4.4.5.9　装矿硐室通用设计图纸目录及工程量

装矿硐室通用设计图纸目录及工程量见表1-4-57。

装矿硐室通用设计图纸目录及工程量表 表 1-4-57

序号	通用设计图纸名称及图号	断面积（m²）		长度（m）	掘进工程量（m³）	混凝土消耗量（m³）
		净	掘进			
1	900×600风动正扇形闸门装矿硐室 YT-LZ-11-02-YGC0.7	24.89	29.60	3.8	275	85
2	900×800风动正扇形闸门装矿硐室 YT-LZ-10-02-YCC、YGC1.2	25.50	30.36	3.8	264	80
3	2000×1300风动反扇形闸门装矿硐室 YT-LZ-04-02-YCC4	44.62	51.05	4.8	404	120
4	1000×800风动链式闸门装矿硐室 YT-LZ-08-02-YCC、YGC1.2	27.55	32.71	4.41	310	85
5	1500×850风动链式闸门装矿硐室 YT-LZ-0.5-02-YCC2	32.55	37.96	5.3	359	113
6	3000×2100风动链式闸门装矿硐室 YT-LZ-01-02-YGC10	81.34	92.35	10.35	1152	306

4.4.5.10 振动放矿机装矿硐室实例

振动放矿机装矿硐室实例见图1-4-54及图1-4-55。

4.5 装、卸矿硐室的辅助设施

4.5.1 通风除尘设施

4.5.1.1 防尘设计一般规定

坑内溜井上部的卸矿硐室和下部的装矿硐室应采取以下防尘措施：

（1）溜井的装、卸矿处应尽量用喷雾洒水方式进行水力除尘。

（2）为控制装、卸矿硐室的粉尘散发和传播，应将井口密闭并设置机械除尘，如采用局扇等型式将含尘空气排至回风巷。

（3）装、卸矿硐室内的操作室应密闭，正压供应新鲜空气，以防粉尘渗入操作室内。

（4）多阶段同时生产，可专门打一条通地表的通风井、装、卸硐室与风井相通，解决硐室内粉尘及污风排放问题。

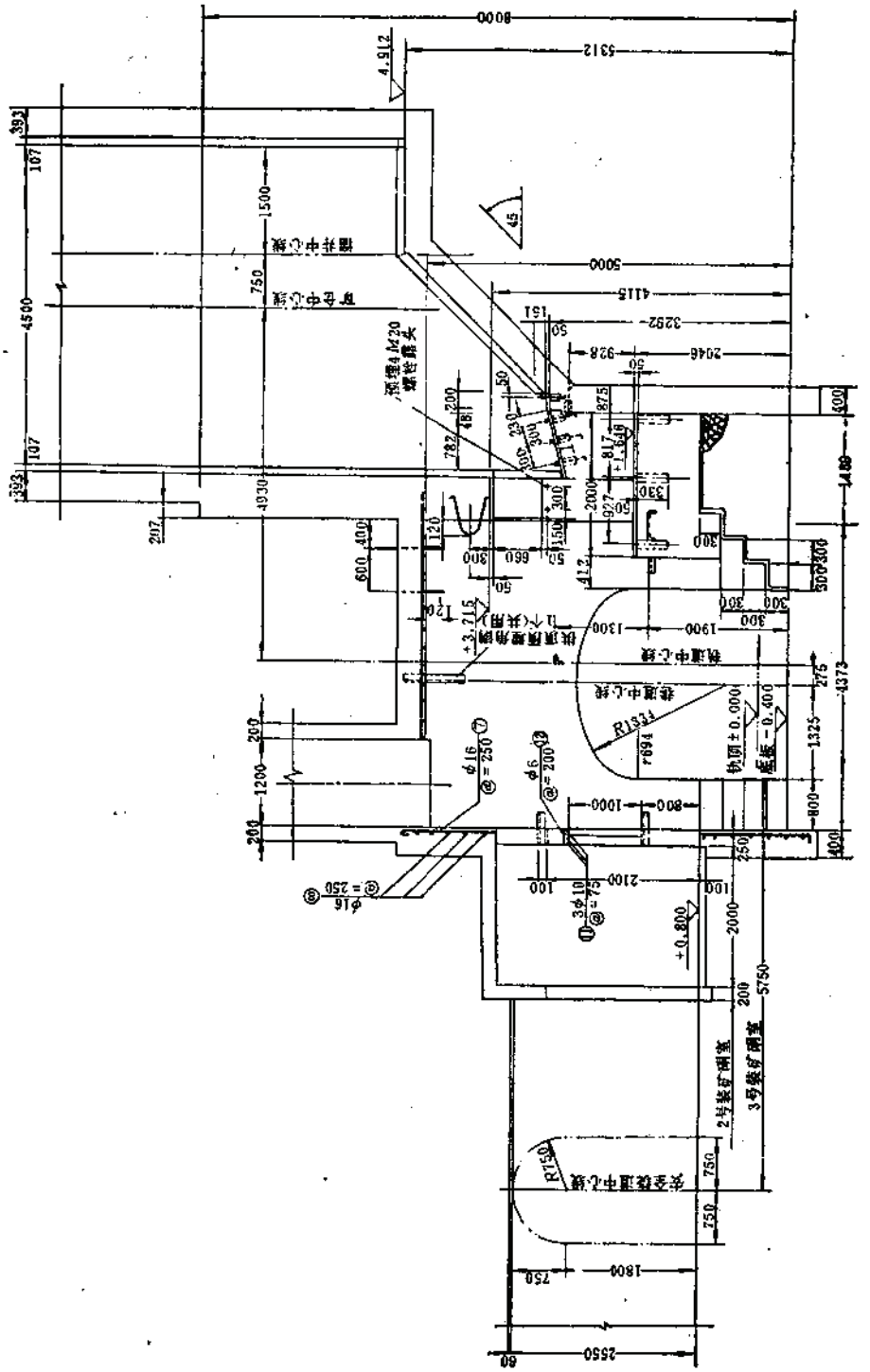
4.5.1.2 机械除尘

1. 尘源密闭

防止粉尘的散发和传播，将尘源密闭并进行局部通风是一种有效的防尘措施。密闭的愈严，在密闭罩内造成一定的负压，则所需要的排风量就愈小，因而防尘设施的经营费用也愈低。

1）吸尘罩除尘

溜井放矿地点设置比较严密的密闭设置是很困难的，但为了能更好地排除放矿和装车时散发的粉尘，在不影响运输、行人和操作的条件下，于矿车的侧上方或侧方就近安设吸尘罩进行机械除尘。



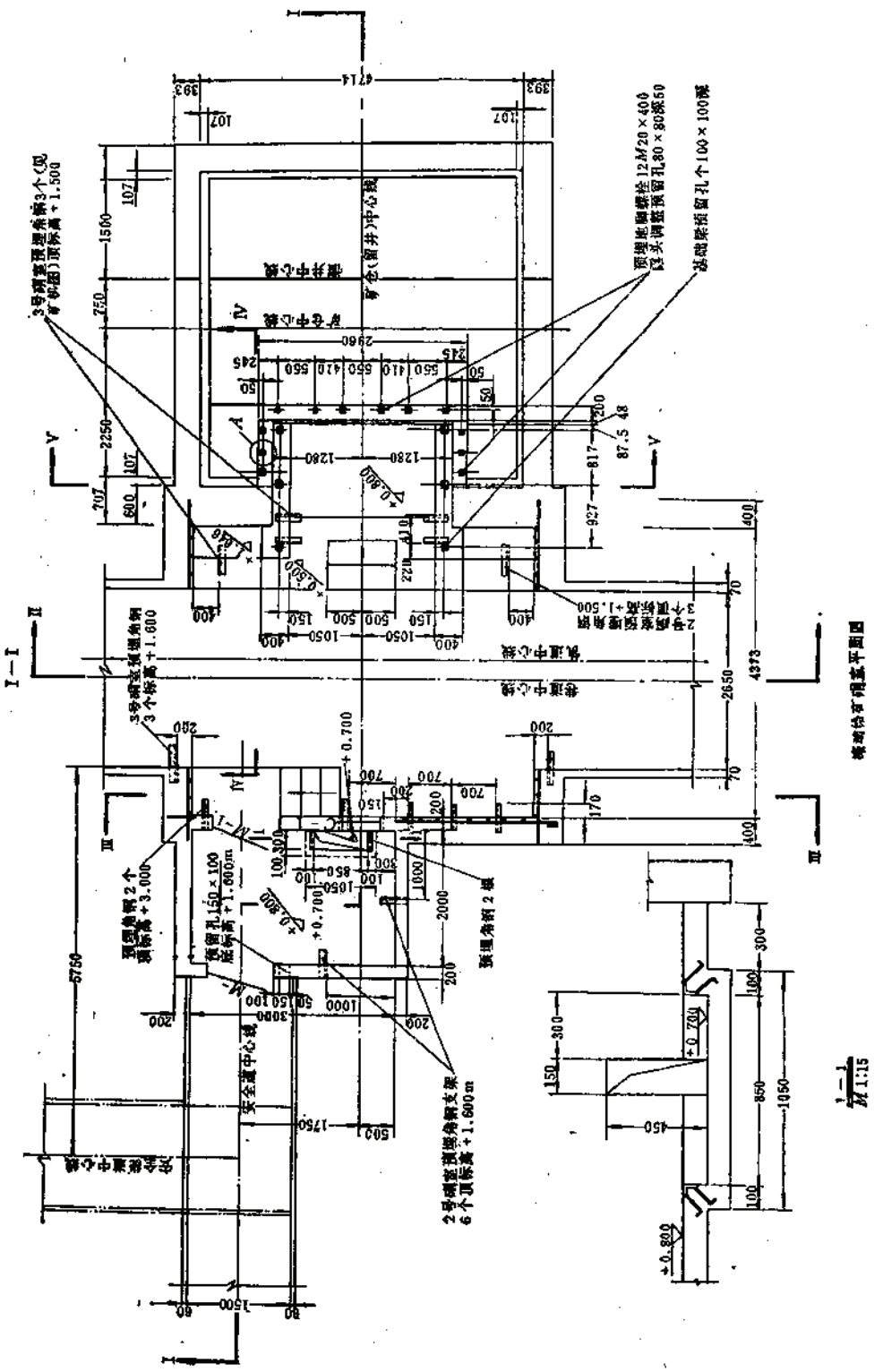


图 1-4-54 锡铁山矿双台板振动放矿机硐室图

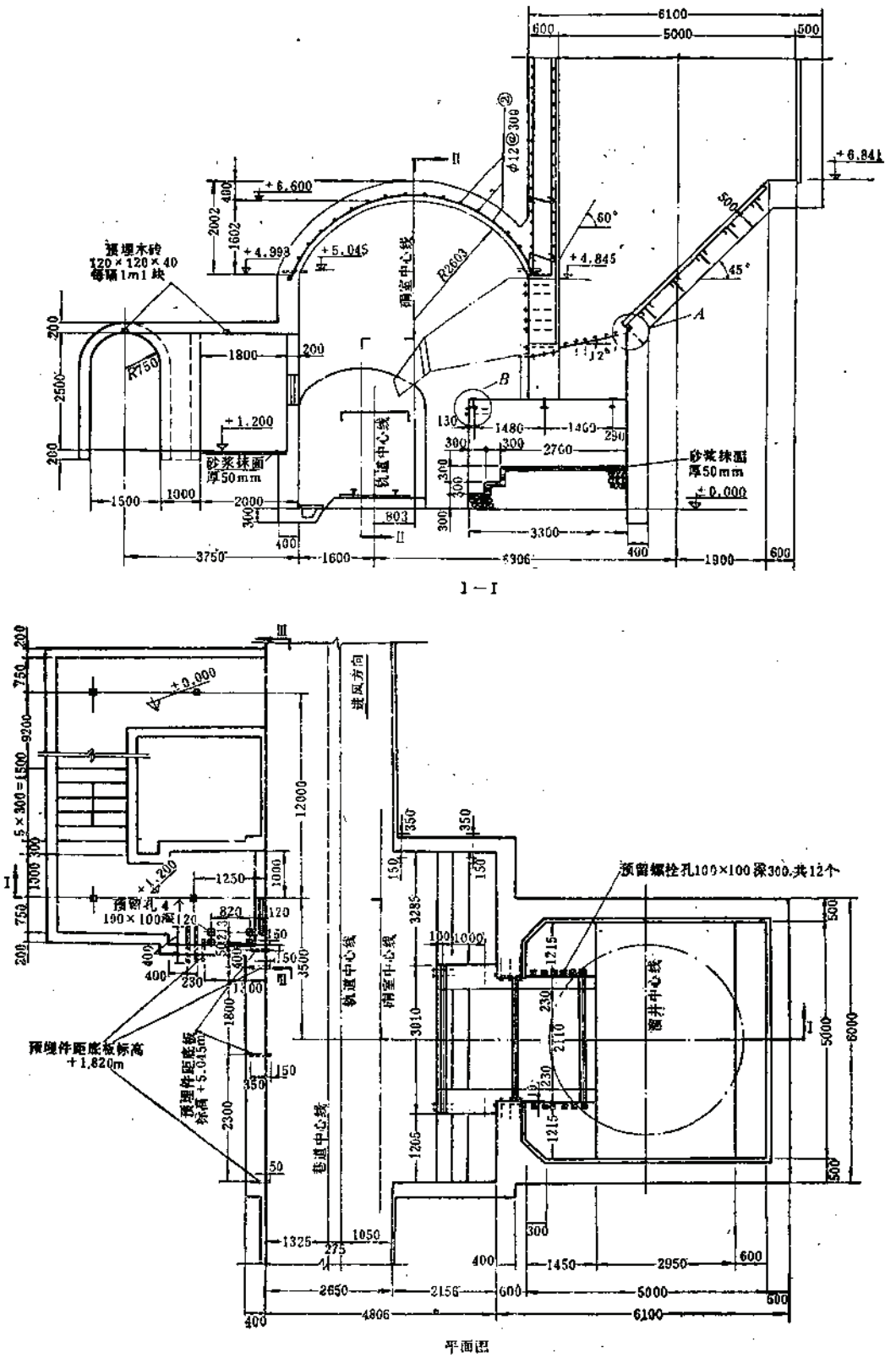


图 1-4-55　西北铁合金厂砂石矿振动放矿机硐室图

2）溜井井口密闭

溜井井口的密闭方式较多，主要有如下几种：

（1）井盖密闭

利用可启闭的井盖把溜井与卸矿硐室隔开，如图1-4-56所示。

井盖用风动气缸或杠杆启闭，结构简单、操作方便，容易实现联动或自动。当采用侧卸式卸矿时，井盖密闭效果较好。

缺点是难于处理大块，因此对矿石的块度应控制在允许范围之内。

（2）井帘密闭

在溜井斜溜道中装设井帘密闭，不卸矿时井帘处于垂直位置，把溜井与卸矿硐室隔开，卸矿时矿流冲开井帘进入溜井，见图1-4-57。

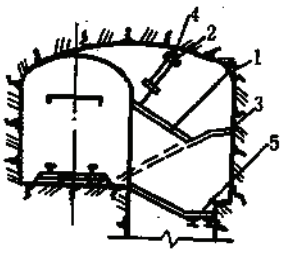


图 1-4-56 地堡式井盖密闭简图

1—启闭井盖；2—气缸；3—固定井盖；4—气缸支点；5—格筛

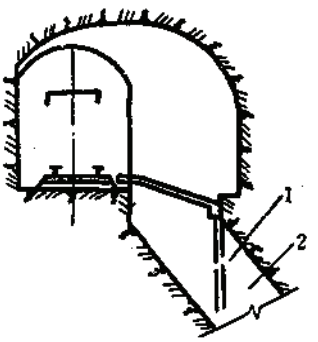


图 1-4-57 井帘密闭简图

1—井帘；2—溜井

井帘用耐冲击、耐磨损的材料制成，大小尺寸根据斜溜道的断面形状和尺寸而定。

这种密闭方式不影响二次破碎作业，但因斜溜道断面形状不规则，密闭效果不佳，斜溜道上堆积的粉矿也会影响井帘的正常工作。

（3）滑板密闭

利用滑板进行密闭，滑板把溜井与卸矿硐室隔开，卸矿时滑板自动打开，不卸矿马上把滑板关闭，见图1-4-58。

滑板密闭适用于自卸式的卸矿设备，其缺点是二次破碎作业条件较差，滑板动力装置较复杂。

（4）井罩式密闭

井罩式密闭专为翻笼卸矿时应用，其形式有两种。一种是将翻笼上部回转体和进出车两侧分别用固定在平台上的井罩和可开启的门把翻笼与卸矿硐室隔开；另一种是在翻笼下部回转体上用固定的井罩把溜井与卸矿硐室隔开。

（5）自动井门密闭

自动井门密闭是利用耐冲击、耐磨损的材料制成密闭井门，安装在斜溜道的井颈部位。卸矿时借助于矿石的下落自动打开，卸矿后借助于配重弹簧关闭。

其特点是不影响二次破碎作业，不受卸矿设备的限制，适用于任何一种卸矿方式，密闭性能好，但检修困难。

2．机械除尘

1）溜井井口通风排尘

溜井井口处由于卸矿工作比较频繁，为了在井口密闭罩内造成负压，采用湿式旋流除尘器净化含尘空气，见图1-4-59。

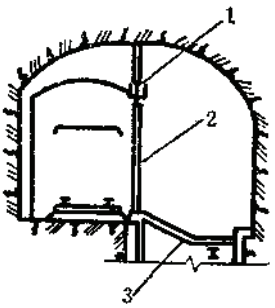


图 1-4-58　滑板密闭筒图

1—工字架；2—滑板；3—溜井

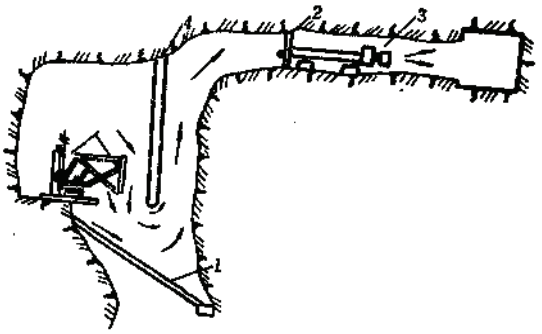


图 1-4-59　溜井排尘净化示意图

1—格筛；2—隔墙；3—湿式旋流除尘器；4—悬空隔墙

如果能将含尘空气排至就近的回风巷道内，则空气可以不予净化。

2）装矿硐室通风排尘

（1）就地排除式

就地排除式的通风机设置在装矿硐室内或其附近，新鲜空气由平硐口进入，污风由设在扬尘点的吸尘罩吸入抽风管，经通风机、回风巷、回风井排出地，见图1-4-60及图1-4-61。

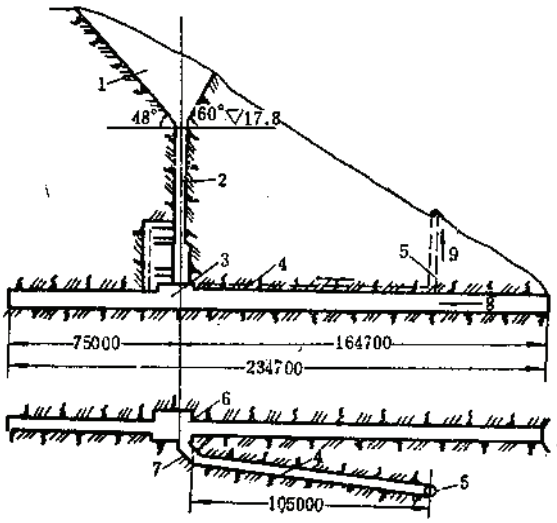


图 1-4-60　孔山石灰石矿装矿硐室通风排尘系统图

1—明溜槽；2—溜井；3—装矿硐室；4—回风巷；5—回风井；6—通风机硐室；7—粉尘沉降室；8—新风流；9—污风流

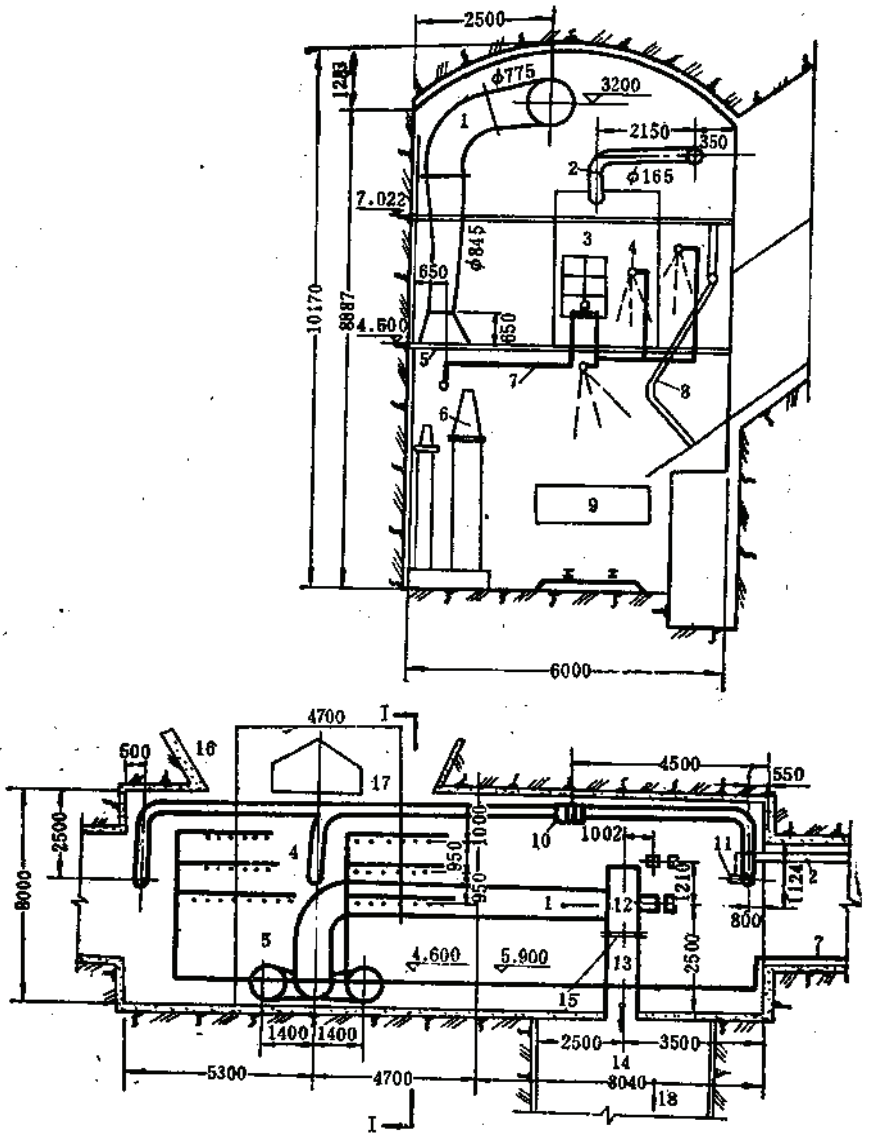


图 1-4-61 孔山石灰石矿装矿硐室通风排尘剖面图

1—吸尘管道；2—送新鲜空气管道；3—闸门操作室；4—Y-1型喷嘴；5—吸尘罩；6—气缸；7—供水管道；8—指状闸门；9—矿车；10—空气加热器；11、12—通风机；13—排尘管道；14—沉降室；15—密闭门；16—溜井；17—溜口；18—污风流

除采用机械通风外，为了提高除尘效果，有的矿山还采用扬尘点喷雾除尘的措施，收到了很好效果。另外还有的矿山将操作室密闭，用小通风机正压供热风（但操作室的门、窗应采用防震措施），效果也不错。

（2）端部排除式

端部排除式就是将通风机设置在平硐末端，新鲜空气由平硐口进入，污风（含粉尘的空气）由设在平硐末端的通风机抽出，经过回风巷道和回风天井排出地表。

图1-4-62及图1-4-63是船山石灰石矿和马家山石灰石矿除尘系统图。

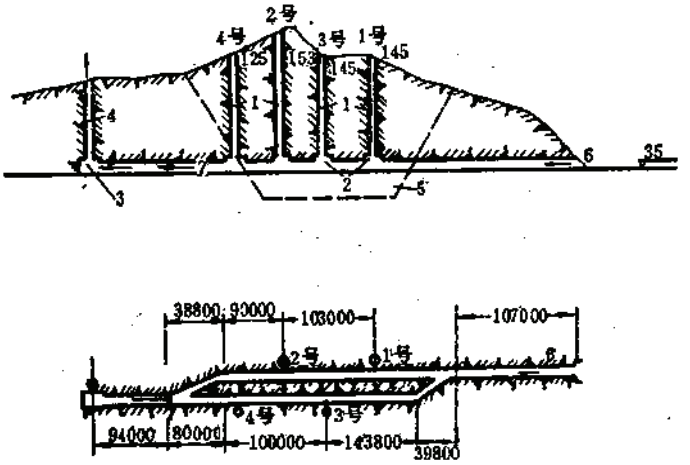


图 1-4-62　船山石灰石矿除尘系统示意图

1—溜井；2—装矿硐室；3—通风机室；4—通风天井；5—露天采场境界线；6—新鲜风流；7—污风流

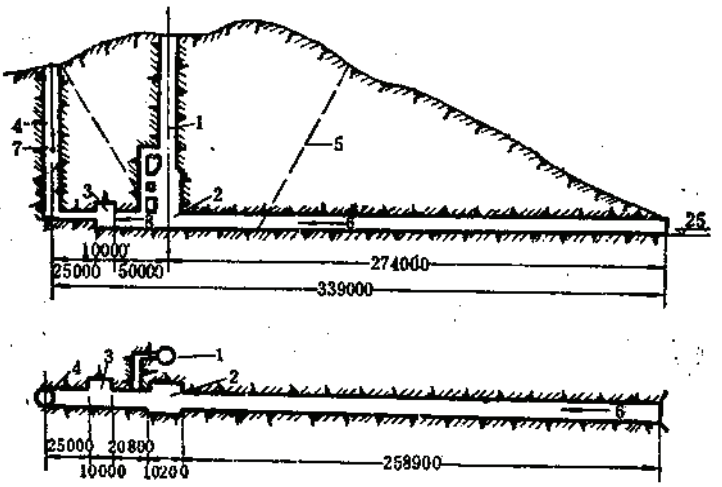


图 1-4-63　马家山石灰石矿除尘系统示意图

1—溜井；2—装矿硐室；3—通风机室；4—通风天井；5—露天采矿场境界；6—新鲜风流；7、8—污风流

3．喷雾洒水除尘

采用喷水方法对减少粉尘飞扬具有很好效果。目前使用的喷水器有Y-1型喷雾器、淋水管和电动喷雾器等。

Y-1型喷雾器喷水不成雾状，作用范围小，需要安设的喷嘴多、管网复杂，耗水量大，除尘效果差。由于停喷时喷嘴易被粉尘堵塞，检修复杂。

采用淋水管淋水，将矿石完全湿润之后防止粉尘飞扬，起到除尘作用，但耗水量太大。

船山石灰石矿使用的电动旋转103型喷雾器，具有耗水量少，供水管网简单等优点，效果较好。每个指状闸门上可安装2～3个。电动旋转103型喷雾器的技术参数见表1-4-58。

电动旋转103型喷雾器技术参数表 表 1-4-58

额定容量 (W)	额定电压 (V)	额定电流 (A)	转 速 (r/min)	接入水压 (Pa)	耗 水 量 (L/h)	净 重 (kg)	制造厂家
180	380	0.48	2800	20000	120	35	上海红光建筑五金厂

4.5.1.3 通风井除尘

由于对装、卸矿硐室密闭十分困难，为更好的排除各阶段装、卸矿时产生的粉尘，在条件允许时，可专设一条通至地表或回风阶段的通风井，并以回风联络道与各阶段装、卸矿硐室相通。污风及粉尘由通风井排除，而新鲜空气则由矿区主供风系统供给，如图1-4-64所示。

通风井直径及回风联络道断面的大小尺寸根据装、卸矿硐室的用风量计算，一般情况下井、巷断面不会超过4m²。

这种单独的除尘系统，除尘效果好，对坑内其他巷道和设施无污染，生产管理方便，维修费用低。但是基建工程量大，初期投资多，施工较困难。

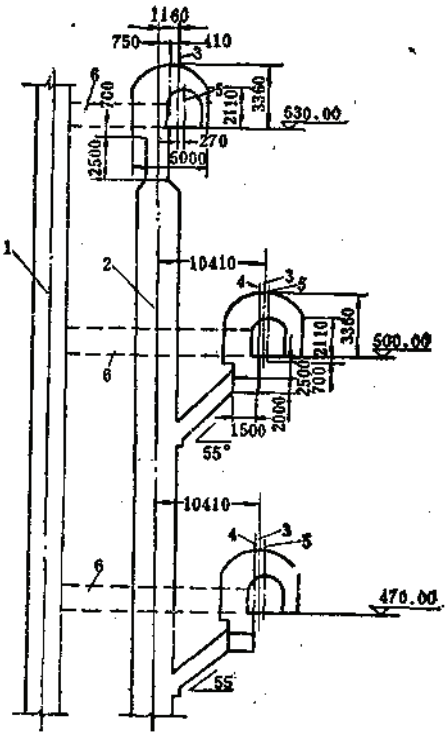


图 1-4-64 龙泉铅锌矿溜矿系统图

1—通风井中心线；2—溜井中心线；3—卸矿硐室轨道中心线；4—卸矿硐室中心线；5—运输巷道中心线；6—回风联络道

4.5.1.4 通风除尘系统布置中应注意的问题

（1）大、中型矿山必须设有回风井巷，不宜采用独头巷道通风排尘。

（2）小型矿山且矿石较潮湿，在平硐较短的条件下可以采用自然通风，但大、中型矿山必须采用机械通风。

（3）当采用尽头抽出式通风方式时，通风机硐室应设在平硐末端并应密闭，硐室底板应高出平硐（巷）底板0.5～1.0m，以防粉尘和泥浆的侵入。通风机的启闭开关可设在操作室内进行远距离操作。

（4）当在扬尘点采用吸尘罩抽出式通风方法时，通风机可以设在装矿硐室的里侧或与装矿硐室垂直布置，后者工程量小，也有利于电机车的通过。设计时应考虑回风井、巷与装矿硐室之间设有通道，通道内设有风门的余地，以便在不使用通风机时，仍有自然通风的通道。

（5）吸尘罩的设置方式和形状对吸尘效果有很大影响，带栏板的侧面矩形吸尘罩效果最佳。

4.5.2 检 修 设 施

当装矿硐室采用大型给矿设备装车时，在给矿设备上部的溜口处应考虑设置检修闸门，在装矿硐室顶部应设置起重设备。

装矿硐室检修起重设备的选择与所检修的给矿设备的类型、规格、数量及其配置等因素有关，但在一般情况下，起重设备的吨位是根据设备最大件或难于拆卸的最大部件的重量来确定的。起重设备只作为在给矿设备安装地点进行设备检修之用，不再另设检修场地。

检修闸门的启闭，可以考虑用电葫芦或其它方式进行。

检修用的起重设备有：手动单轨吊车、钢丝绳式电动葫芦，手动单梁起重机、电动单梁悬挂起重机、电动单钩双梁桥式起重机、电动双钩双梁桥式起重机等。

手动单轨吊车的技术特性、型号及其参数见表1-4-59。

SDX-3型手动单轨吊车技术特性及参数　　表 1-4-59

起重量 (t)	起重高度 (m)	轨道型号 (工字钢)	行走拉力 (N)	设备重量 (kg)
0.5	5～12	12.6a～25b	≈40	16
	3～12	14b～25b	≈30	13.5
1.0	5～12	16a～36a	≈60	20
	3～12	18a～32c	≈40	22
2.0	5～10	20a～40a	≈120	31
	3～10	22a～40c	≈70	23
3.0	5～10	22a～45a	≈140	48
	3～10	22a～48c	≈80	42
5.0	5～10	30c～50a	≈200	62
	3～10	30a～50c	≈120	45
10	5～10	40a～63a	≈250	144
	3～10	40a～63c	≈200	74

第五章 地下破碎系统

责任编写单位 长沙有色冶金设计研究院
参加编写单位 四川非金属矿山设计研究院
华北冶金矿山建设公司设计研究院
兰州有色冶金设计研究院
编 写 人 梅源德 孙立皎 强国平 马运琪 张惠臣

地下开采的矿山采用箕斗提升或带式输送机运送物料和露天开采的矿山中采用平硐溜井开拓带式输送机运送物料时，为将物料破碎至箕斗或带式输送机所要求的块度，需设置地下破碎系统。

地下破碎系统主要由破碎机硐室、给矿机硐室、计量硐室、上下部矿仓、大件道、除尘硐室、操作硐室、变电硐室以及人行通风天井等组成。

目前，国内的大、中型矿山采用地下破碎系统开拓的逐渐增多，见表1-5-1。

5.1 地下破碎系统设计的一般规定

（1）地下破碎系统必须有可靠的工程地质、水文地质资料，应尽量布置在坚硬稳定的岩层中。

（2）地下破碎系统的服务年限，有色金属矿山一般不得少于5年，黑色金属、非金属矿山一般不少于10年。

（3）地下破碎系统设计中，溜井条数及破碎机型式、台数根据矿石性质、年产量可参考表1-5-2选用。

（4）地下破碎硐室应设有独立的通风除尘系统。设有除尘硐室、密闭的操作硐室。

（5）破碎机硐室应设有手动或电动桥式吊车，以利安装和检修。吊车梁一般采用钢梁或现浇钢筋混凝土吊车梁。

（6）破碎机硐室应有两个安全出口，一条为人行联络通道，一条为满足设备最大件运输要求的大件道。大件道应与主副井或地表相通。

（7）破碎机硐室、配电硐室、给矿机硐室一般采用整体混凝土支护或锚喷混凝土支护，并不得有渗、滴水现象。

采用混凝土地面，向室外作散水坡或排水沟，生产用水不得流入排矿口。

5.2 地下破碎系统的布置

5.2.1 布 置 型 式

地下破碎系统的布置，主要是解决主井（或混合井）、破碎机硐室、上下部矿仓（或

国内采用地下破碎

序号	矿山名称	年产量 (×10⁴t)	开拓方式	破碎机 型式	破碎机 规格 (mm)	破碎机 台数 (台)	给矿机规格 (mm)
1	北京西智石灰石矿	24～30	斜井溜槽	颚式	600×900	1	
2	凡口铅锌矿(一期)	100	中央式竖井	同上	600×900	2	1200×6000
3	凡口铅锌矿(二期)	100	同　上	同上	同　上	2	1200×4500
4	红透山铜矿(三期)	70	混合井	同上	900×1200	1	1500×6000
5	凤凰山铜矿	60	同　上	同上	1050×1200	1	1200×4200
6	南京白云石矿	40	平硐溜井	同上	900×1200	1	七轴棍式
7	程潮铁矿	150	混合井	同上	900×1200	1	1500×4000
8	弓长岭铁矿	90	同　上	同上	900×1200	1	1500×6000
9	金川镍矿	40	分散式竖井	同上	900×1200	1	1500×8000
10	安徽×××铜矿	100	混合井	同上	900×1200	1	
11	河南午阳铁矿	150	中央式竖井	同上	900×1200	1	1500×4000
12	南铭河铁矿	70	同　上	同上	900×1200	1	1800×2500 DZ₁₀电振给矿机
13	白银铜矿（深部）	100	同　上	同上	900×1200	1	1200×5600
14	新桥铜矿	60	同　上	同上	900×1200	1	
15	尖林山铁矿	100	同　上	同上	900×1200	1	
16	荆襄磷矿	60	同　上	同上	900×1200	1	1500×6000
17	金山店铁矿	200	同　上	同上	900×1200	2	1500×4000
18	大厂锡矿	132	混合井	颚式	900×1200	2	1500×6000
19	西石门铁矿	220	中央式竖井	同上	900×1200	2	
20	峨眉水泥厂矿山	100	平硐溜井(槽)	同上	1200×1500	1	2400×12000
21	张家洼铁矿	250	中央式竖井	同上	1200×1500	2	1800×16000
22	南芬铁矿（南）	750	平硐溜井	同上	1500×2100	1	2400×4000
23	南芬铁矿（北）		平硐溜井（槽）	同上	1500×2100	2	2400×4000
24	小西林铅锌矿	40	竖　井	同上	600×900	1	1200×3600
25	小官庄铁矿	250	中央式竖井	同上	900×1200	2	
26	梅山铁矿	250	分散式竖井	旋回式	φ900	1	
27	江西水泥厂矿山	50	平硐溜槽	同上	φ900	1	1500×8000
28	北铭河铁矿	250	中央式竖井	同上	φ900	1	
29	永登水泥厂矿山	120	平硐溜井	同上	φ1200	1	2400×16000
30	黄沙坪铅锌矿	50	盲竖井开拓	颚式	600×900	1	1200×6000
31	铜录山铜矿	60	中央式竖井	同上	900×1200	1	1500×6000
32	丰山铜矿	100	中央式竖井	同上	900×1200	1	1500×6000
33	金川镍矿（二期）	50	斜　井	同上	900×1200	2	1500×8000
34	湖北大广山铁矿		中央式竖井	同上	900×1200	1	
35	太钢峨口铁矿	300	平硐溜井	同上	1500×2100	1	2400×12000

系统矿山一览表 表 1-5-1

吊车 型式	起重量(t)	跨度(m)	轨面标高(m)	破碎硐室布置形式	给矿块度(mm)	生产品种	投产时间	设计单位
				单机端部	500	1	正生产	原北京水泥设计院
电动单轨吊车	10			双机侧向	500	1	1970年	长沙有色冶金设计研究院
电动桥式吊车	15	8.5	7.5	双机两端	500	1	1984年	同上
同上	15	7.0	7.0	单机端部	650	1	1973年	本矿
电动双钩桥式吊车	25	7.0	7.2	单机端部	500	3	1970年	北京有色冶金设计研究总院
同上	15/3	9.0	8.0	单机端部	650	1	1977年	马鞍山钢铁设计研究院
同上	15/3	8.5	8.0	单机侧向	650	1	1970年	长沙黑色冶金矿山设计研究院
同上	15/3	8.5	8.0	单机侧向	650	1	1975年	鞍山矿山公司设计院
同上	15	7.0	7.0	单机端部	650	1		北京有色冶金设计研究总院
同上	20	7.5	8.0	单机端部	650	1		铜陵冶金设计所
同上	15/3	8.5	7.3	单机侧向	650	1	未施工	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
同上	15/3	9.0	8.3	单机端部	650	2	未施工	同上
同上	15/3	10.5	8.0	单机端部	650	1	1986年	兰州有色冶金设计研究院
				单机端部	650	1		南昌有色冶金设计研究院
电动双钩桥式吊车	15/3	10.5	8.0	单机双侧	650	2		本矿
同上	15/3	8.0	7.5	单机端部	600	1	1978年	本矿
同上	15/3	10.5	8.0	双机侧向	650	1	1982年	长沙黑色冶金矿山设计研究院
电动双钩桥式吊车	15/3	9.5	7.5	双机两端	650	2	1979年	长沙有色冶金设计研究院
同上	15/3	9.0	8.0	双机两端	650	1		马鞍山钢铁设计研究院
同上	20	10.0	10.81	单机端部	800	1	1970年	原北京水泥设计院
同上	30/5	10.5	9.4	双机两端	650			鞍山黑色冶金矿山设计研究院
同上	50/10	14	10	单机侧向		1	1956年	同上
同上	50/10	14	10	双机侧向		1	1958年	同上
猫头吊	10	6	6.1	单机端部	500	1	1966年	沈阳有色冶金设计研究院
电动双钩桥式吊车	15/3			双机两端				鞍山黑色冶金矿山设计研究院
同上	50/10	8.5	7.7	单机侧向	650	1	1975年	同上
同上	50/10	10.5	12.17	单机端部	750	1	1974年	江南水泥设计院
				单机双侧	650	1		鞍山黑色冶金矿山设计研究院
				单机端部		1		四川非金属矿山设计院
电动双钩桥式吊车	15/3	8.5	7.5	单机端部	500	1	1984年	长沙有色冶金设计研究院
同上	15/3	9.0	7.52	单机端部	650	1	未施工	同上
同上	15/3	9.0	7.52	单机双侧	500	1	1983年	
同上	15	7.0	7.0	双机两端	650	1	未施工	北京有色冶金设计研究总院
同上	15/3					1		长沙黑色冶金矿山设计研究院
同上	50/10	13.5	10.8	单机端部	1000	1	1987年安装	鞍山黑色冶金矿山设计研究院

地下破碎系统溜井数量表　　表 1-5-2

年产量（×10⁴t）	矿石性质		破碎机		溜井条数（条）	备注
	粘性	品种	型式	台数		
50	不粘	1	颚式	1	1	一个溜矿系统，一个破碎系统
	粘	1	同上	1	1	
100	不粘	1	同上	1	2	两个溜矿系统，一个破碎系统或一个破碎机硐室设置两个独立的破碎系统
	粘	1～2	同上	2	2	
150～200	不粘	1～2	同上	2	2	
	粘	1～2	同上	2	2	
200以上	不粘	1～2	旋回	1	1～2	两个溜矿系统，一个破碎系统
	粘	1～2	同上	1	2	

注：1. 年产量（100～200）×10⁴t时，若采用旋回式破碎机为一台。
2. 当围岩条件好，破碎物料性质好时，年产2×10⁶t以上的矿井也可采用一个溜矿系统。

地下破碎系统布置型式比较表　　表 1-5-3

序号	布置型式	特征	优点	缺点	适用条件	矿山实例
1	中央竖井开拓	1.破碎系统各单项工程均布置在主、副井之间 2.大件道、人行通道均能分别与主、副井相通	1.施工方便，设备运输、安装方便 2.生产管理集中、较简单 3.通风除尘条件较好	主、副井之间距离不能过大	1.主、副井之间距离为 50～100 m 2.一般优先采用	凡口铅锌矿、金山店铁矿、尖林山铁矿、白银铜矿（深部）
2	混合井开拓	破碎系统各单项工程与混合井相通	生产管理比较集中	1.施工较困难，设备运输不方便 2.人行通道布置较困难，且工程量大，大件道只能与混合井相连通 3.通风除尘条件较差	1.混合井开拓的矿山 2.除尘通风系统复杂，工程量大，一般不采用	红透山铜矿、凤凰山铜矿、大厂锡矿
3	分散式竖井开拓	破碎系统各单项工程布置在主井附近		1.生产管理分散，人员通行不方便 2.施工较困难，设备运输不方便 3.通风除尘条件较差	1.主、副井两翼开拓或相距较远的矿山 2.一般少采用	海山铁矿
4	平硐溜井（斜井）开拓	1.破碎系统各单项工程布置在溜井附近的平硐或斜井一侧 2.破碎后的物料采用带式输送机运输	1.生产环节少，管理方便 2.布置紧凑，简单，工程量少，施工方便 3.通风除尘条件好	平硐或斜井的断面应按大件道要求校核，故断面较大	1.平硐溜井开拓的矿山 2.浅斜井（露天斜井）开拓的矿山 3.采用较普遍	江西水泥厂矿山、永登水泥厂矿山、南京白云石矿、北京西智石灰石矿

溜井）、卸矿硐室以及皮带道、计量硐室等工程之间的相互关系。这种相互关系是由两个方向决定的：一个是地下破碎系统中各单项工程在水平方向上的相互位置关系；另一个是它的各单项工程在垂直方向上的相互位置关系。尚应考虑单项工程结构的合理性。

布置型式按矿山开拓方法分为：中央竖井、混合井、分散式竖井、平硐溜井（或斜井）开拓的破碎系统四种。其优缺点及特征见表1-5-3。

5.2.2 平面布置

5.2.2.1 平面布置的原则

（1）破碎系统的布置应靠近主井（混合井），辅助硐室应分散布置在破碎机硐室周围。操作硐室、变电硐室应布置在入风侧通道一侧，除尘硐室应靠近回风道或大件道一侧。

（2）大件道应从主井（或混合井）的提升间与破碎机硐室直接相通，并尽量采用直线布置型式。

（3）布置时，应尽量使破碎机硐室、皮带道与副井相通，以利施工和生产，改善通风条件，确保有两个安全出入口。有时根据需要，专设一条电梯井，连接破碎系统各水平。

（4）破碎机硐室的平面布置型式有：单机端部、单机侧向、双机侧向、双机两端、单机双侧五种，应优先选用单机端部或双机两端的平面布置型式。

（5）破碎机硐室长轴与卸矿巷道中心线关系，有互相垂直和平行两种形式，应优先采用相互垂直的形式，同时应满足破碎工艺的要求。

（6）破碎机硐室与皮带道中心线的关系，有互相垂直和平行两种形式。当设有一台破碎机时，应采用垂直布置形式；若为两台破碎机时，一般采用平行布置形式。

5.2.2.2 平面布置

1. 破碎机硐室的平面布置

破碎机硐室的平面布置有五种类型，见表1-5-4。

2. 地下破碎系统的平面布置

按破碎机硐室的平面布置类型与矿山的开拓方式组合起来，地下破碎系统的平面布置可有十六种形式，见表1-5-5。

5.2.2.3 地下破碎系统平面布置尺寸的确定

1. 破碎系统各单项工程之间的安全间距

破碎系统各单项工程之间的最小安全岩柱按表1-5-6选取。

2. 破碎机排矿口中心至上部矿仓（或溜井）中心的距离见表1-5-4中简图，计算如下：

$$L_1 = b_1 + d + \frac{D}{2} \tag{1-5-1}$$

式中 L_1——排矿口中心至上部矿仓（或溜井）中心的距离，m；

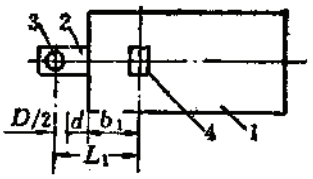
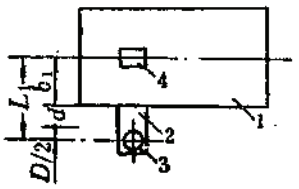
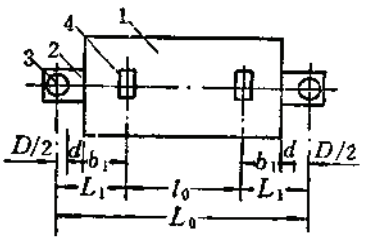
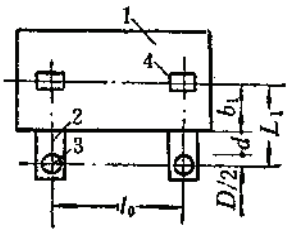
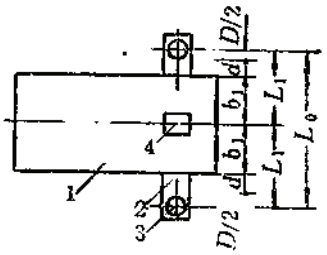
b_1——排矿口中心至破碎机硐室端（侧）墙面的距离，一般由工艺专业确定，m；

d——额墙厚度，由计算确定，一般在0.6～1.0m之间；

D——上部矿仓（或溜井）直径，一般取4～6m。

3. 排矿口中心至下部矿仓中心的距离

破碎机硐室

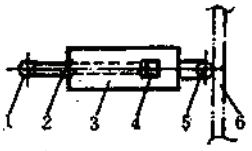
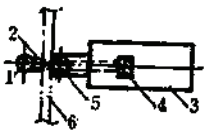
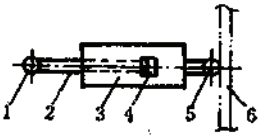
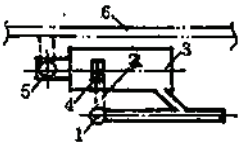
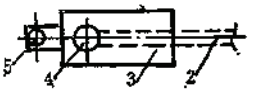
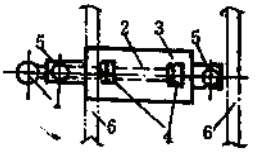
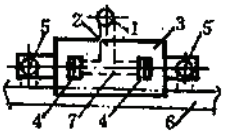
布置类型	简图	特征
单机端部		1. 上部矿仓、给矿机与破碎机均沿硐室长轴方向呈一字型布置 2. 溜矿井（或矿仓）均布置在硐室端墙一侧.
单机侧向		1. 溜井（上部矿仓）布置在硐室长轴的一侧 2. 给矿硐室与破碎机硐室垂直呈L型布置
双机两端		1. 溜井（上部矿仓）、给矿机硐室布置在破碎机硐室两端墙的外侧 2. 检修场地设在硐室中间 3. 一个破碎机硐室、安装两套独立的破碎系统
双机侧向		1. 溜井（上部矿仓）、给矿机硐室布置破碎机硐室侧墙的同一侧 2. 给矿方向与硐室长轴垂直 3. 检修场地可设在两机中间或两端
单机双侧		1. 溜井（上部矿仓）、给矿机硐室布置在破碎机硐室的侧墙两侧 2. 给矿方向与破碎机硐室长轴垂直，并均给向破碎机.

表图注：1—破碎机硐室；2—给矿机硐室；3—上部矿仓；4—排矿口。

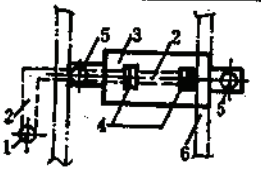
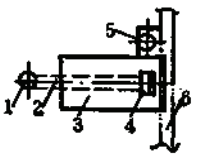
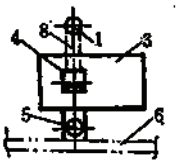
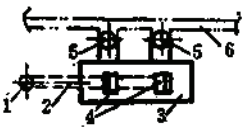
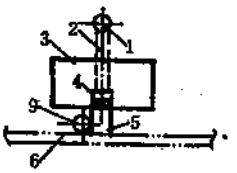
的 平 面 布 置 表 1-5-4

优 缺 点	矿 山 实 例
1. 布置紧凑，硐室跨度小，吊车活动范围大 2. 施工方便，生产管理简单 3. 工程量小，投资少，施工工期短 4. 一般常采用	红透山铜矿、 南京白云石矿、 金川镍矿、 江西水泥厂矿山
1. 给矿机安装、检修起吊困难 2. 工程量较大，工期较长，投资较多 3. 拱脚受力大，结构较不合理 4. 一般不采用	弓长岭铁矿、 程潮铁矿、 梅山铁矿、 八台铁矿
1. 结构合理，硐室跨度小，吊车活动范围大 2. 工程量较小，施工方便，工期较短，投资较少 3. 生产管理较方便 4. 一般常采用	广西大厂锡矿、 凡口铅锌矿、 西石门铁矿
1. 给矿机安装、检修起吊困难 2. 工程量较大，施工较不方便，工期较长，投资较大 3. 结构较不合理，拱脚受力大 4. 一般不采用	金山店铁矿、 南芬露天矿、 凡口铅锌矿（一期）
1. 缺点与单机侧向布置相同 2. 当溜放物料粘性大，需备用一条溜井或溜放物料品种多时，可采用这种布置	丰山铜矿、 尖林山铁矿、 北铭河铁矿

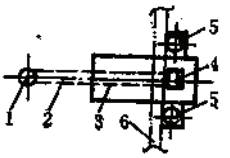
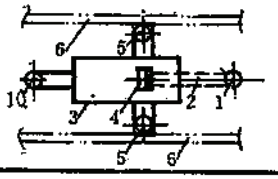
地下破碎系统的平面布置形式　　表 1-5-5

序号	开拓方式	平面图上的相互关系：破碎机硐室平面布置类型	平面图上的相互关系：破碎机硐室长轴与主皮带道的中心线关系	平面图上的相互关系：破碎机硐室长轴与卸矿巷的中心线关系	简图	矿山实例	评价
1	2	3	4	5	6	7	8
1	中央竖井	单机端部	平行	垂直		南铭河铁矿	布置简单，施工方便，结构合理
2	分散式竖井		平行	垂直		金川镍矿	布置简单，施工方便，结构合理
3	混合井		平行	垂直		凤凰山铜矿	布置简单，施工方便，结构合理
4	混合井		垂直	平行		红透山铜矿	节省皮带道工程量及皮带设施；下部矿仓溜口冲击磨损较严重
5	平硐溜井		平行	垂直或平行		江西水泥厂 永登水泥厂	布置简单，硐室工程量大
6	混合井	双机两端	平行	垂直		大厂锡矿	布置简单，施工方便，结构合理
7	中央竖井		与主皮带垂直与辅助皮带平行	平行		小官庄铁矿	需辅助皮带转运

续表

序号	开拓方式	平面图上的相互关系：破碎机硐室平面布置类型	平面图上的相互关系：破碎机主皮带硐室长轴与主带系线的关系	平面图上的相互关系：破碎机卸矿硐室长轴与卷系线的关系	简图	矿山实例	评价
1	2	3	4	5	6	7	8
8	中央竖井	双机两端	平行	平行		凡口铅锌矿（二期）	布置与大厂锡矿类同，更紧凑合理
9	中央竖井		垂直、平行	垂直		西石门铁矿	需设置辅助皮带转运
10	中央竖井	单机侧向	平行	垂直		八台铁矿	硐室结构复杂，宜在竖固稳定围岩中建筑
11	混合井		垂直	平行		程潮铁矿 弓长岭铁矿	需设置辅助皮带转运，下部矿仓冲击磨损严重
12	分散式竖井		平行	平行		梅山铁矿	硐室结构复杂，无上部矿仓，破碎机直接受矿，一般不宜采用
13	中央竖井	双机侧向	平行	平行		金山店铁矿	硐室工程量较大，检修场地分散
14	中央竖井		垂直	平行		凡口铅锌矿（一期）	矿石分级严重，两台破碎机共用一个下部矿仓

续表

序号	开拓方式	平面图上的相互关系：破碎机硐室平面布置类型	破碎机硐室与主皮带长轴的关系	破碎机硐室与卸矿巷道长轴的关系	简图	矿山实例	评价
1	2	3	4	5	6	7	8
15	中央竖井	单机	平行	垂直		尖林山铁矿 丰山铜矿	一台破碎机破碎两种品种的物料或物料性质差时使用；结构复杂
16	中央竖井	双侧	平行	平行		北铭河铁矿	同上（15）

表图注：1—主井（混合井）；2—主皮带道；3—破碎机硐室；4—破碎机排矿口；5—上部矿仓（溜井）；6—卸矿巷道；7—辅助皮带；8—下部矿仓；9—主溜井；10—副井。

排矿口中心至下部矿仓中心的距离由工艺专业、井建专业共同确定。一般在确保破碎机基础安全条件下，应尽量缩短该距离。对于颚式破碎机，该距离一般大于下部矿仓的半径；对于旋回破碎机，一般小于下部矿仓的半径。

4．当设有两个上部矿仓时，两个矿仓（或溜井）的中心距离

（1）单机两侧布置：

$$L_0 = 2L_1 \tag{1-5-2}$$

（2）双机侧向布置：

$$L_0 = l_0 \tag{1-5-3}$$

（3）双机两端布置：

$$L_0 = 2L_1 + l_0 \tag{1-5-4}$$

式中　L_0——两个上部矿仓（或溜井）的中心距离，m；

l_0——两台破碎机排矿口中心距离，一般由工艺专业提供，并按安全岩柱校核，m；

其余符号同前。

5．上部矿仓（或溜井）中心至上部卸矿巷道轨道中心线的距离

该距离主要由卸矿方法及其结构型式确定，见本卷第四章4.3节。

最小安全岩柱见表1-5-6所列。

5.2.2.4　平面布置工程实例

（1）单机端部布置的破碎机硐室见图1-5-1、图1-5-2、图1-5-3、图1-5-4。

（2）单机端部布置的破碎系统图见图1-5-5、图1-5-6、图1-5-7、图1-5-8、图1-5-9。

（3）单机侧向布置的破碎机硐室见图1-5-10、图1-5-11、图1-5-12、图1-5-13。

（4）单机侧向布置的破碎系统图见图1-5-14、图1-5-15、图1-5-16、图1-5-17。

最小安全岩柱 表 1-5-6

工程名称	最小岩柱（m）		
	坚硬岩层	中等岩层	较软岩层
溜井与溜井之间	8	10	12
溜井与竖井之间	8	10	12
溜井与平巷之间	4	4～6	6
两个上部矿仓之间	8	10	12
两个下部矿仓之间	8	10	12
上、下部矿仓与竖井之间	8	10	12
破碎机硐室与竖井之间	8	10	12
破碎机硐室与上部巷道之间	5	6	8
破碎机硐室端墙与上部矿仓之间	加固0.8 衬砌1.5	加固1.0 衬砌2.0	加固1.2 衬砌2.5

（5）双机两端布置的破碎机硐室见图1-5-18。

（6）双机两端布置的破碎系统图见图1-5-19、图1-5-20、图1-5-21。

（7）双机侧向布置的破碎机硐室见图1-5-22、图1-5-23、图1-5-24。

（8）双机侧向布置的破碎系统图见图1-5-25、图1-5-26、图1-5-27。

（9）单机双侧布置的破碎机硐室见图1-5-28。

（10）单机双侧布置的破碎系统图见图1-5-29、图1-5-30。

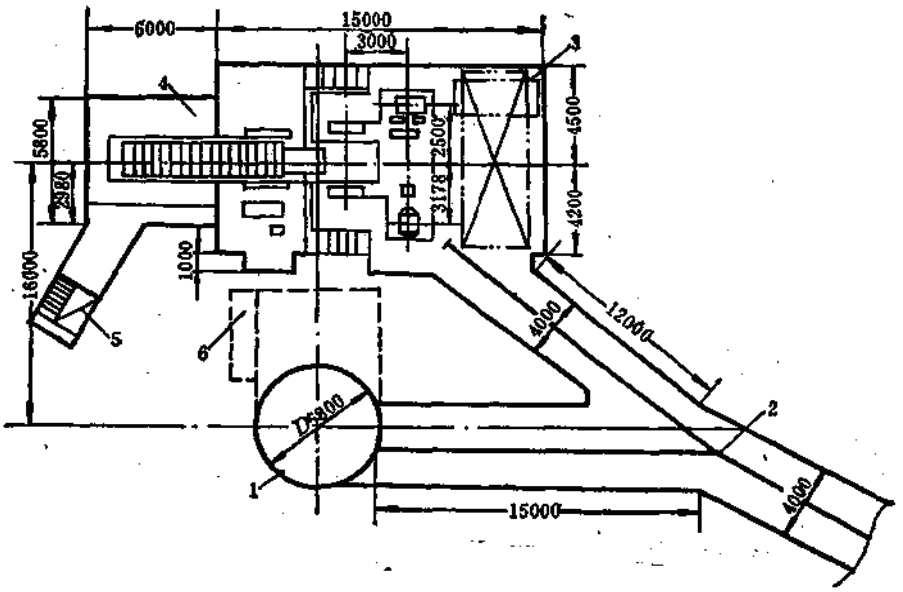


图 1-5-1 红透山铜矿破碎机硐室平面布置

1—混合井（D5.8m）；2—大件道；3—破碎机硐室；4—板式给矿机硐室；5—人行天井；6—计量硐室

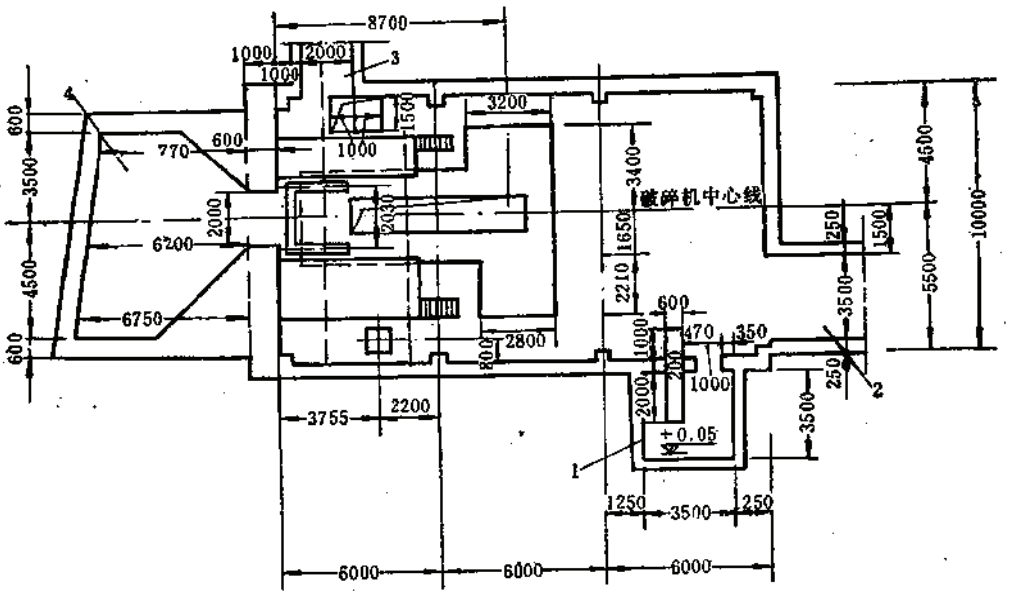


图 1-5-2　南京白云石矿破碎机硐室平面布置

1—变电硐室；2—大件道（进风巷）；3—出风巷；4—上部矿仓

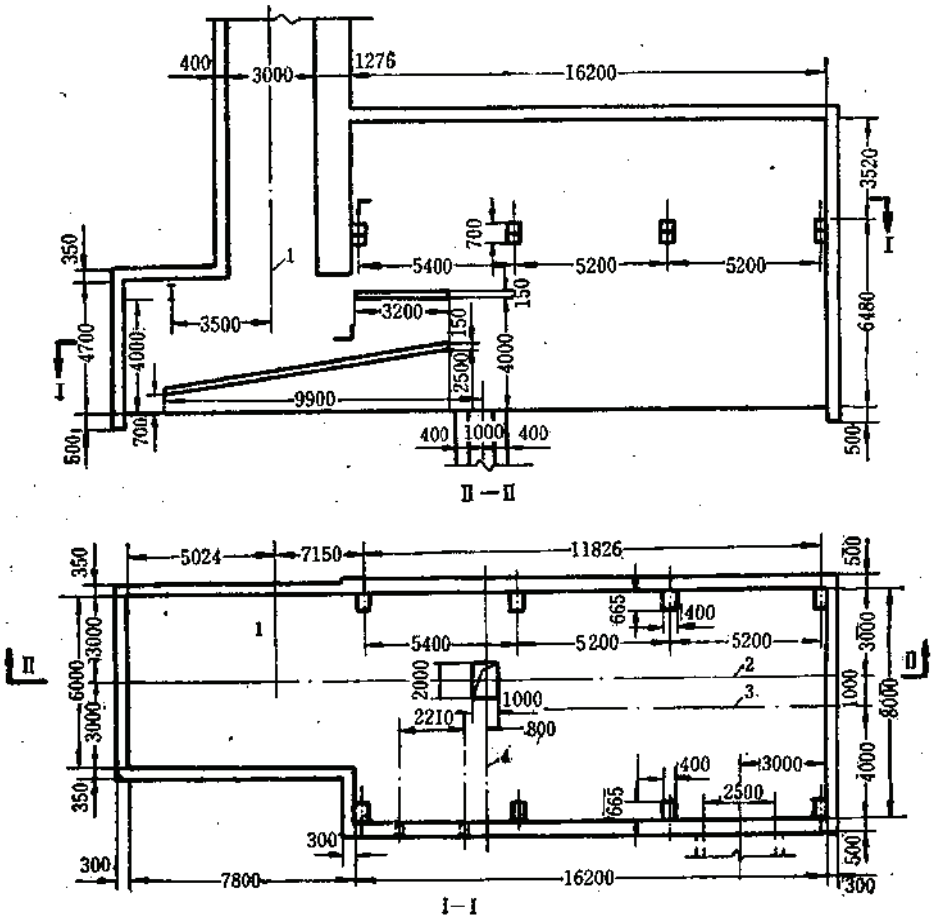


图 1-5-3　金川镍矿（二矿区）破碎机硐室布置

1—上部矿仓；2—破碎机中心线；3—破碎机硐室中心线；4—下部矿仓中心线

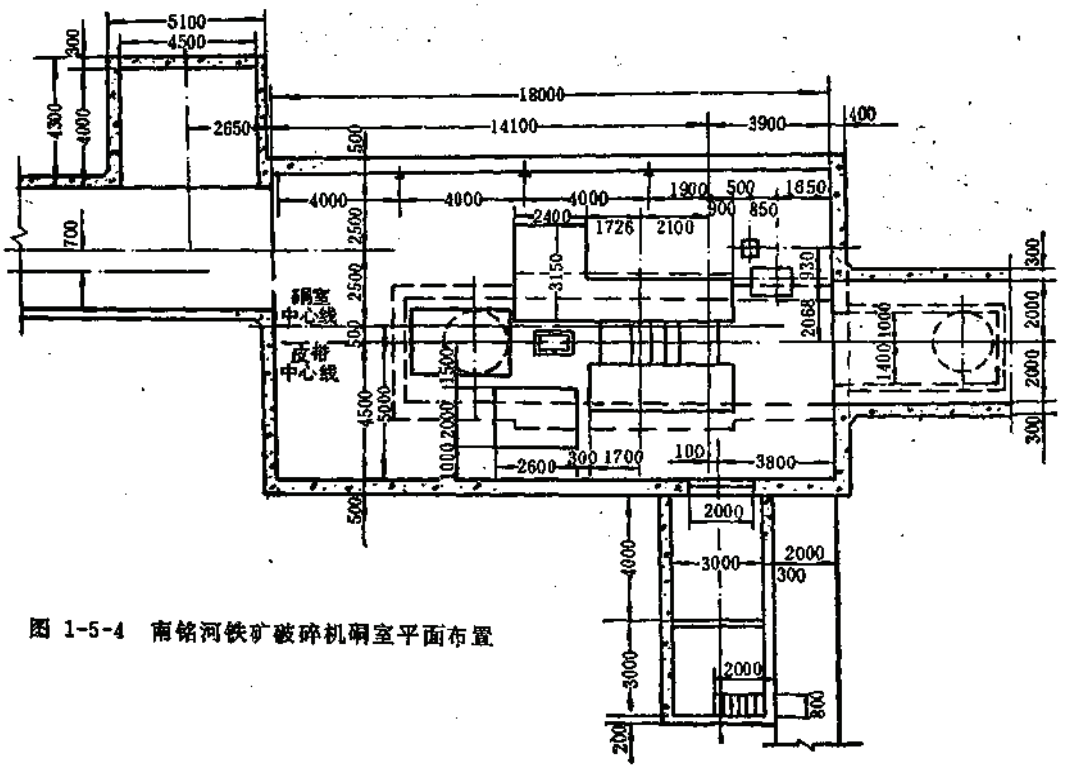


图 1-5-4 南铭河铁矿破碎机硐室平面布置

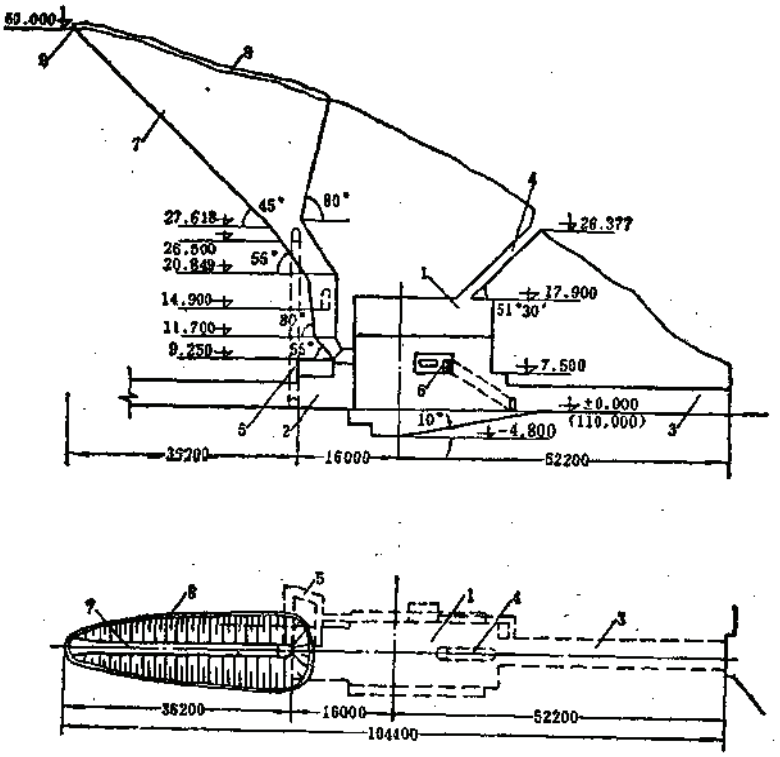


图 1-5-5 江西水泥厂破碎系统布置

1—破碎机硐室；2—板式给矿机硐室；3—皮带道；4—通风道；5—检查天井；6—操作硐室；7—溜槽溜井；8—挡墙；9—卸矿站

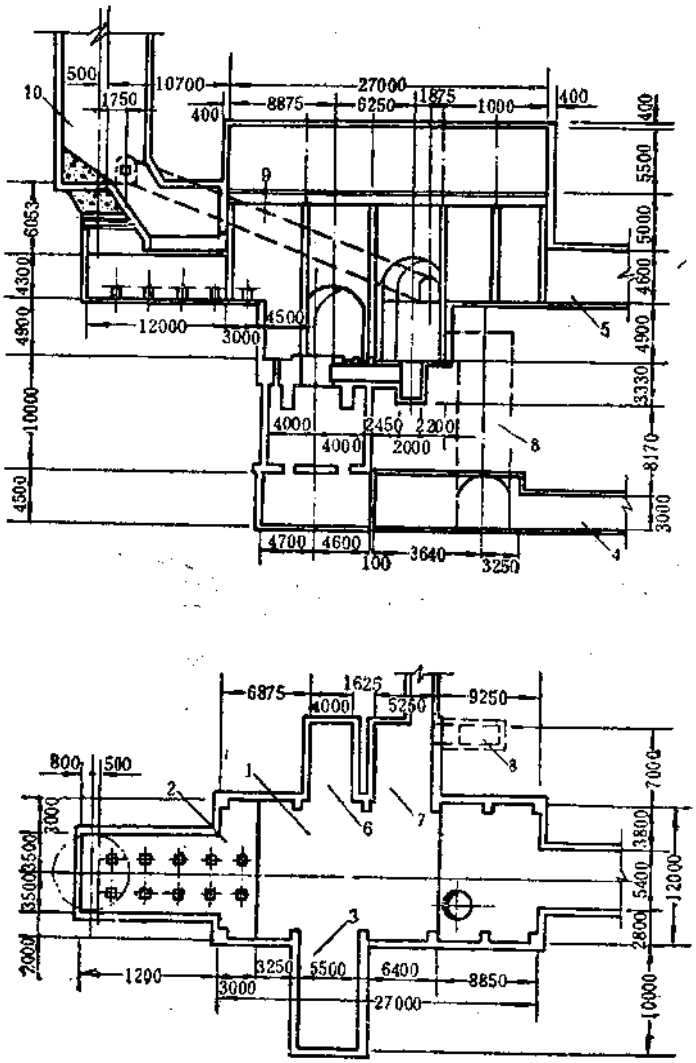


图 1-5-6　永登水泥厂大阁子矿破碎系统布置

1—破碎机硐室；2—板式给矿机硐室；3—除尘硐室；4—皮带道；5—大件道；6—变电硐室；7—操作室；8—人行天井；9—检查巷道；10—溜井（或矿仓）

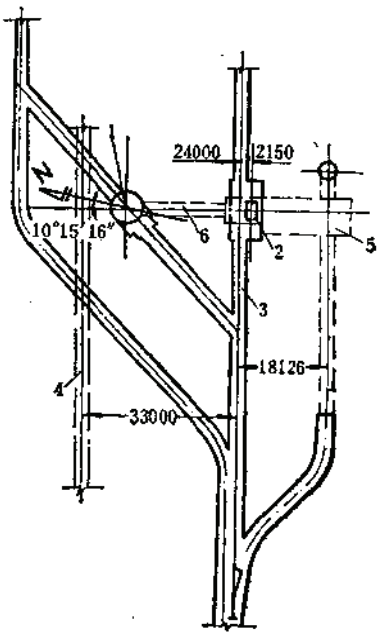


图 1-5-7　金川镍矿（二矿区）破碎系统平面布置

1—东主井；2—卸矿硐室；3—重车线；4—粉矿回收斜巷；5—破碎机硐室；6—皮带道

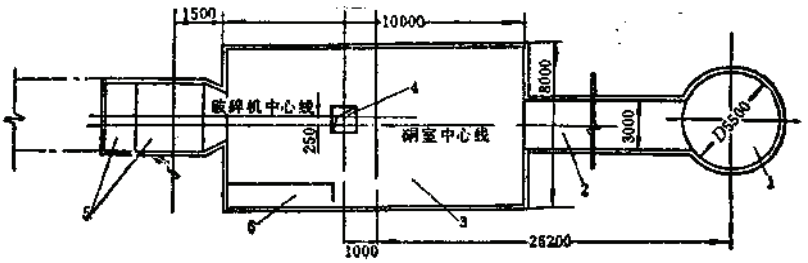


图 1-5-8　凤凰山铜矿破碎系统平面布置

1—混合井（D5.5m），2—大件道；3—破碎机硐室；4—破碎机排矿口；5—上部矿仓（斜矿仓），6—除尘硐室

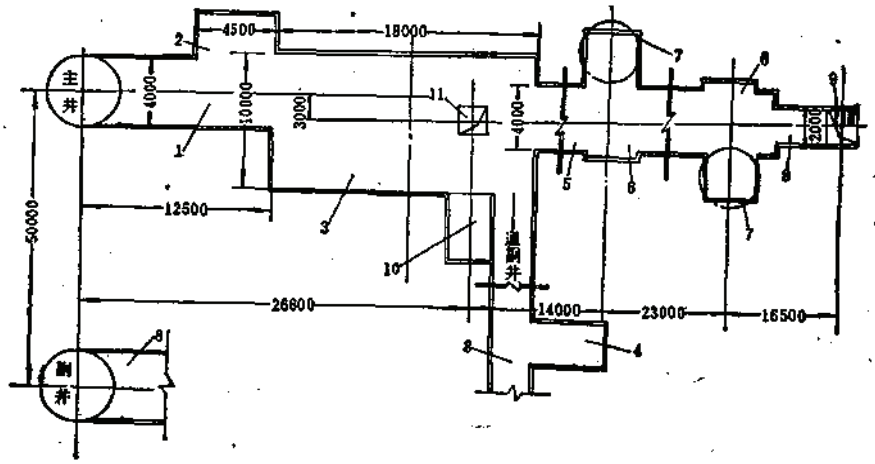


图 1-5-9 南铭河铁矿破碎系统平面布置

1—大件道；2—除尘硐室；3—破碎机硐室；4—变电硐室；5—给矿平巷；6—电振给矿机硐室；7—矿仓；8—联络巷道；9—天井；10—操作室；11—破碎机排矿口

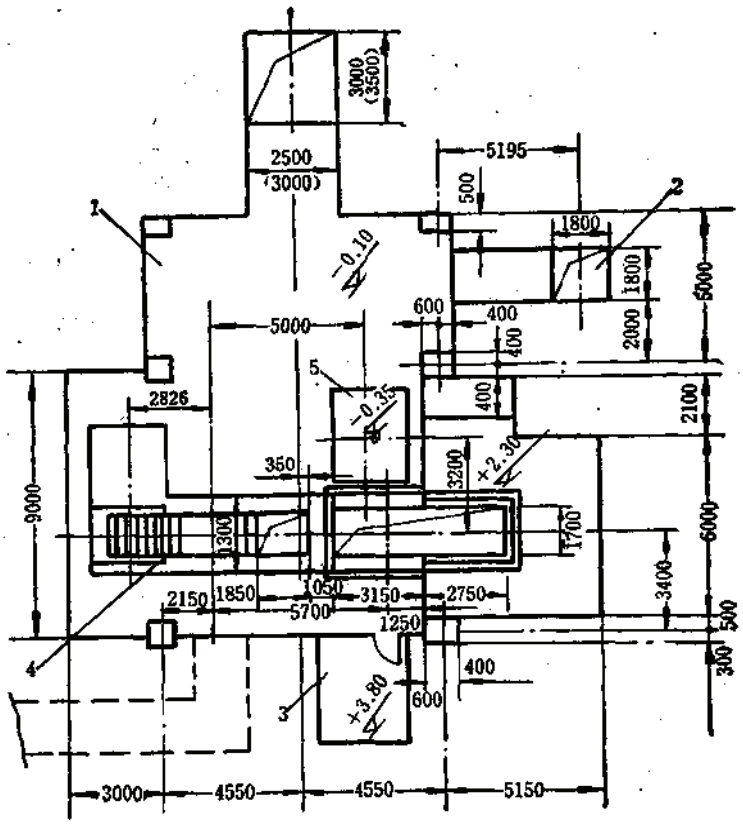


图 1-5-10 弓长岭铁矿破碎硐室平面布置

1—破碎机硐室；2—人行天井；3—操作硐室；4—破碎机；5—油箱基础

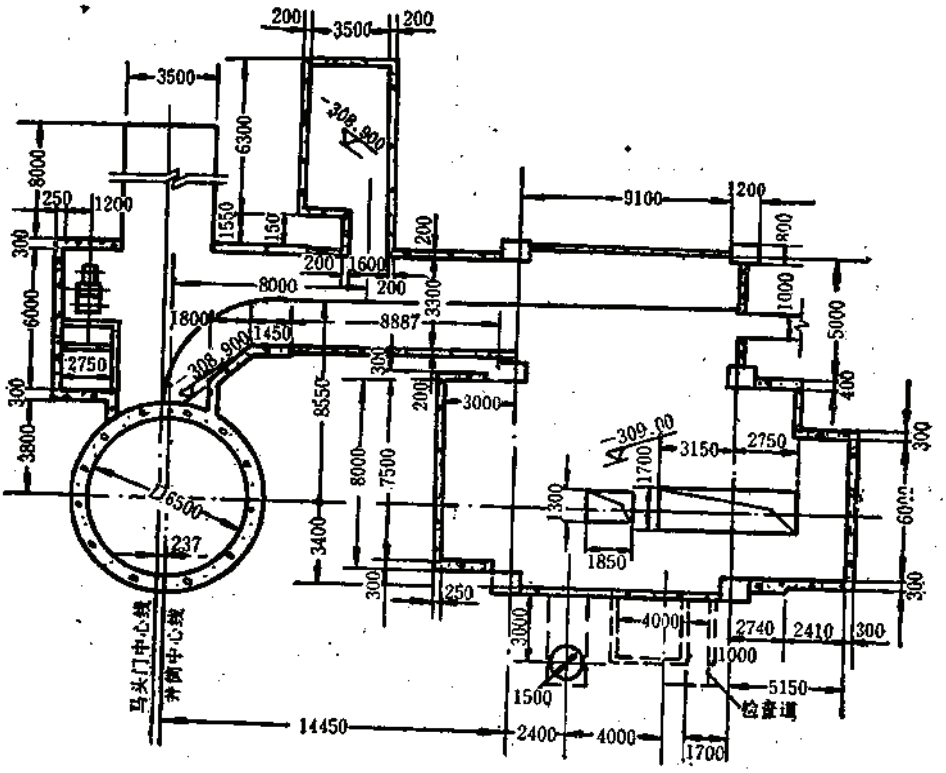


图 1-5-11　程潮铁矿破碎机硐室平面布置

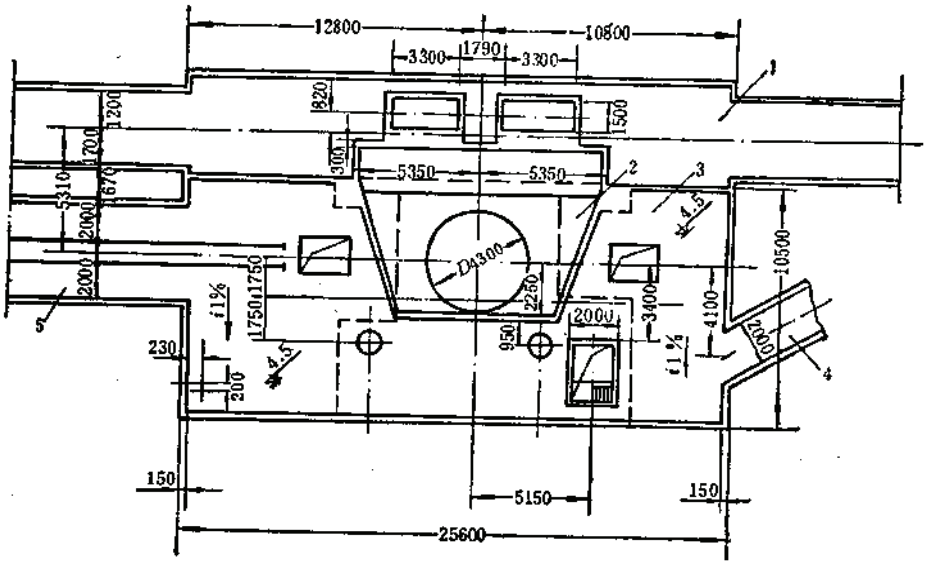


图 1-5-12　梅山铁矿破碎机硐室平面布置

1—卸矿站；2—溜槽；3—破碎机硐室；4—人行通道；5—大件道

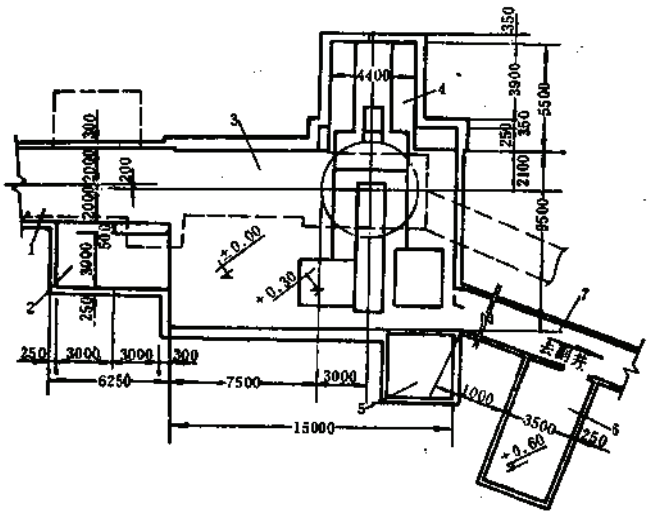


图 1-5-13 八台铁矿破碎机硐室平面布置

1—大件道；2—除尘硐室；3—破碎机硐室；4—板式给矿机硐室；5—操作硐室；6—变电硐室；7—联络巷道

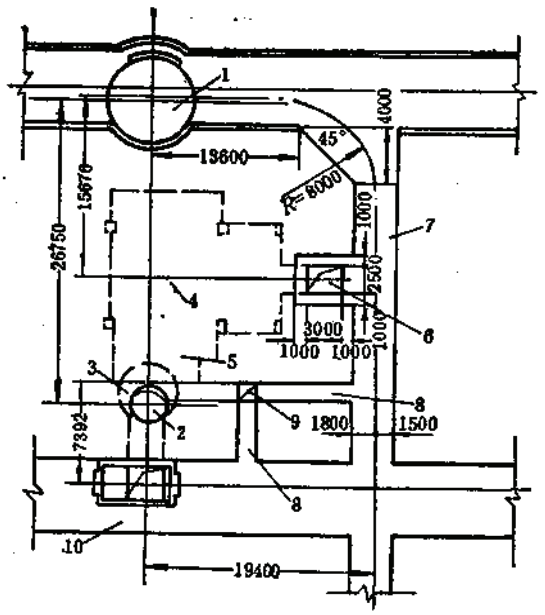


图 1-5-14 弓长岭铁矿破碎系统平面布置

1—混合井（D8m）；2—溜井；3—上部矿仓；4—破碎机硐室；5—板式给矿机硐室；6—设备天井；7—运输联络巷；8—人行通道；9—检查天井；10—卸矿硐室

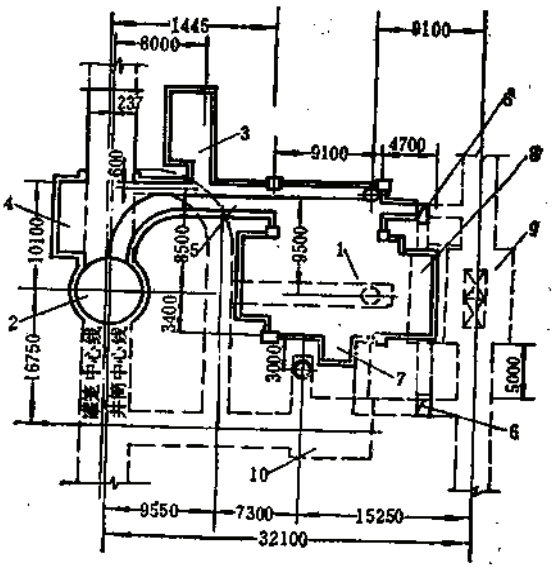


图 1-5-15 程潮铁矿破碎系统平面布置

1—破碎机硐室；2—混合井（D6.5m）；3—配电硐室；4—除尘硐室；5—大件道；6—天井；7—操作硐室；8—板式给矿机硐室；9—卸矿硐室；10—卸矿除尘硐室

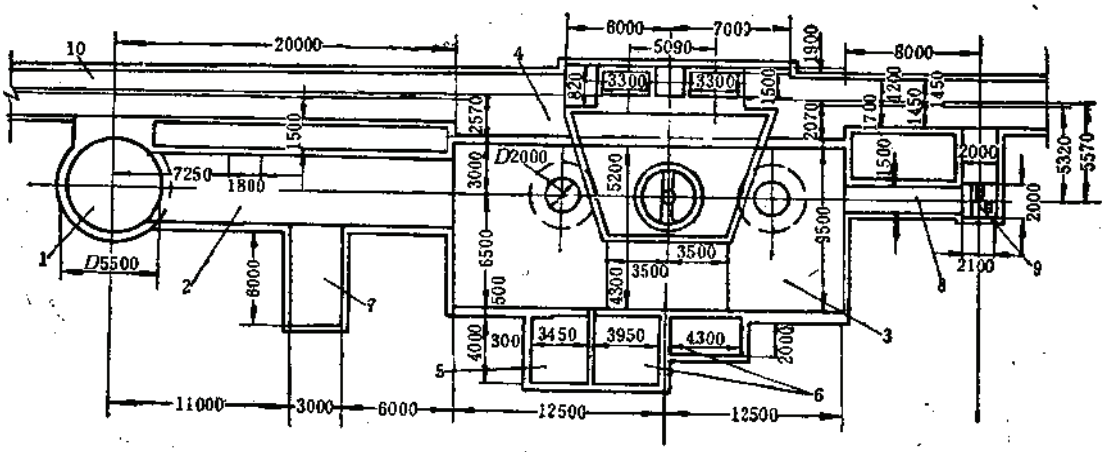


图 1-5-16　梅山铁矿破碎系统平面布置

1—主井（D5.5m）；2—大件道；3—破碎机硐室；4—卸矿硐室；5—操作硐室；6—通风除尘硐室；7—机修硐室；8—联络道；9—设备人行天井；10—运输巷道

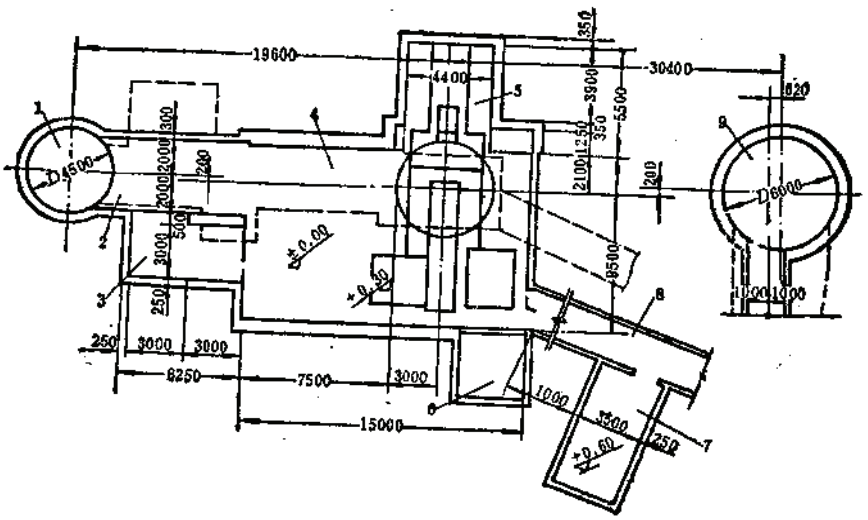


图 1-5-17　八台铁矿破碎系统平面布置

1—主井；2—大件道；3—除尘硐室；4—破碎机硐室；5—板式给矿机硐室；6—操作硐室；7—变电硐室；8—联络道；9—副井

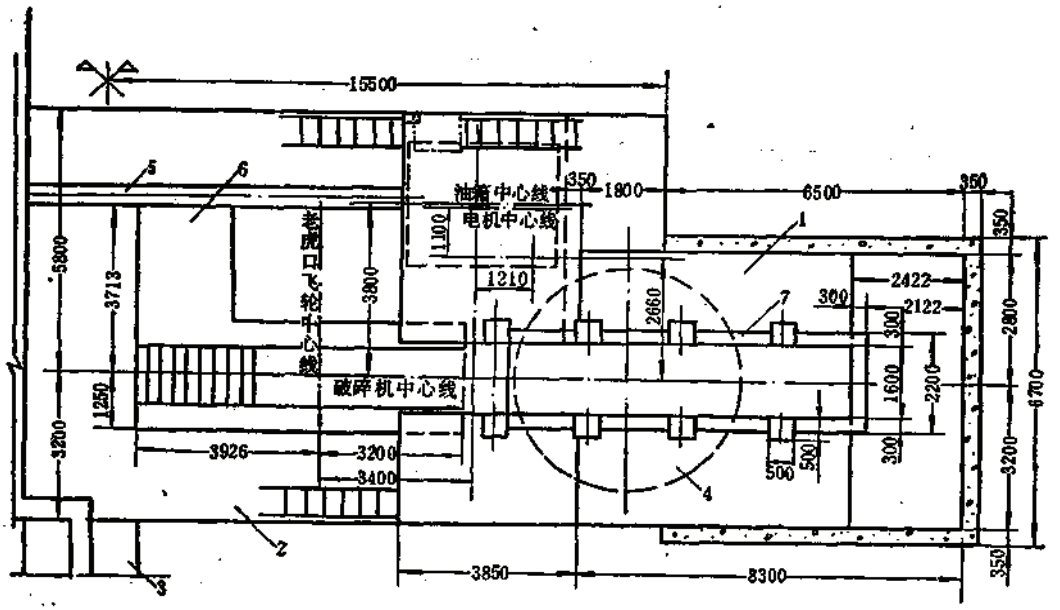


图 1-5-18 大厂锡矿破碎机硐室平面布置

1—板式给矿机硐室；2—破碎机硐室；3—大件道；4—下部矿仓；5—电缆沟；6—破碎机、电动机基础；7—板式给矿机基础

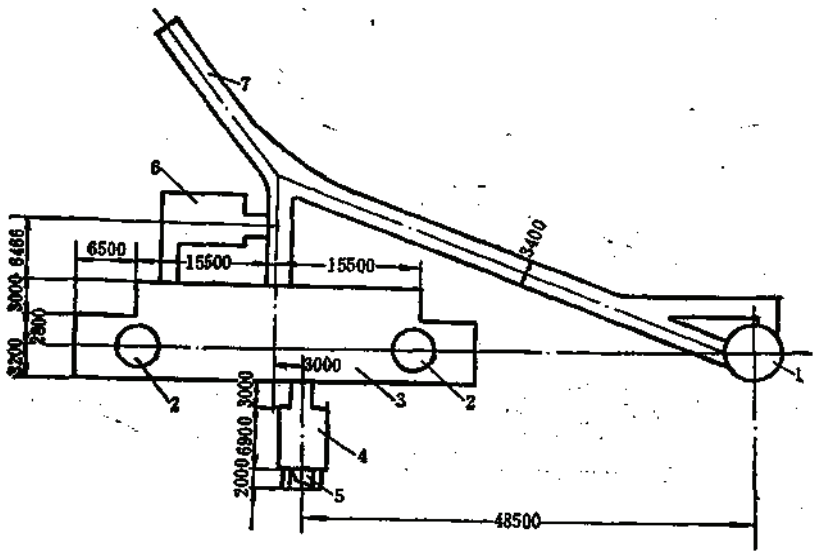


图 1-5-19 大厂锡矿破碎系统平面布置

1—混合井（D6m）；2—下部矿仓（D5m）；3—破碎机硐室；4—通风除尘硐室；5—通风井（2×2m）；6—变电硐室；7—通道

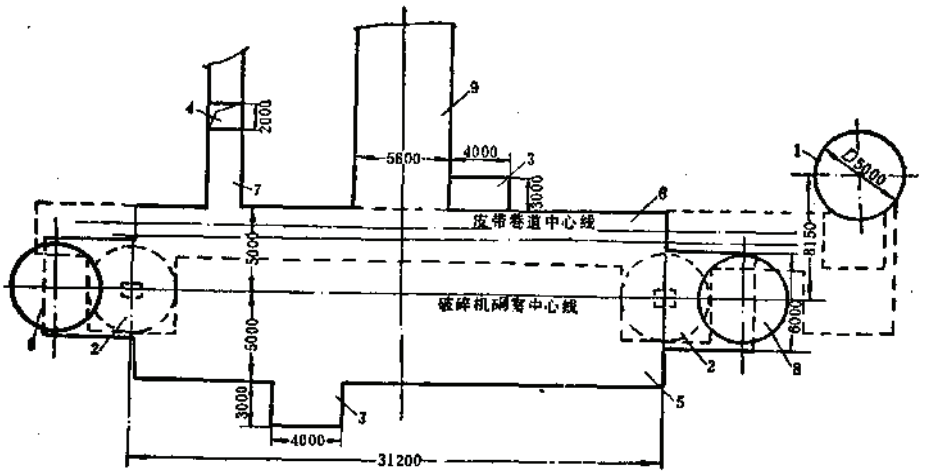


图 1-5-20　西石门铁矿破碎系统平面布置

1—主井；2—下部矿仓；3—操作硐室；4—人行天井；5—破碎机硐室；6—皮带道；7—联络道；8—上部矿仓；9—大件道

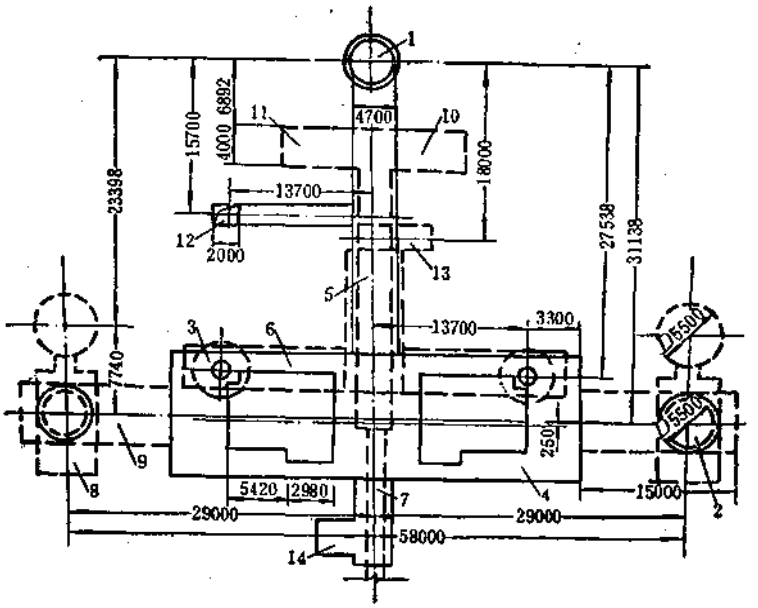


图 1-5-21　小官庄铁矿破碎系统平面布置

1—主井；2—上部矿仓；3—下部矿仓；4—破碎机硐室；5—主皮带道；6—辅助皮带道；7—通道；8—转载闸门硐室；9—板式给矿机硐室；10—风包硐室；11—密闭操作硐室；12—天井；13—除尘硐室；14—循环泵站

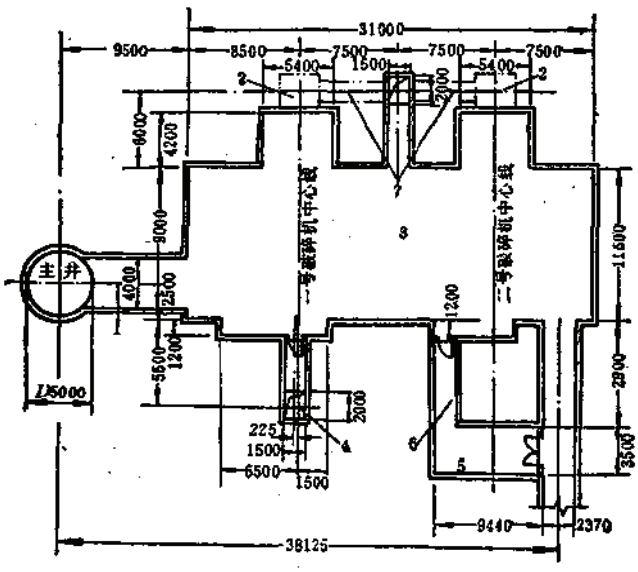


图 1-5-22 金山店铁矿破碎机硐室平面布置

1—大件道；2—上部矿仓（3×3m）；3—破碎机硐室；4—人行天井；5—电磁站；6—电缆道；7—检查道

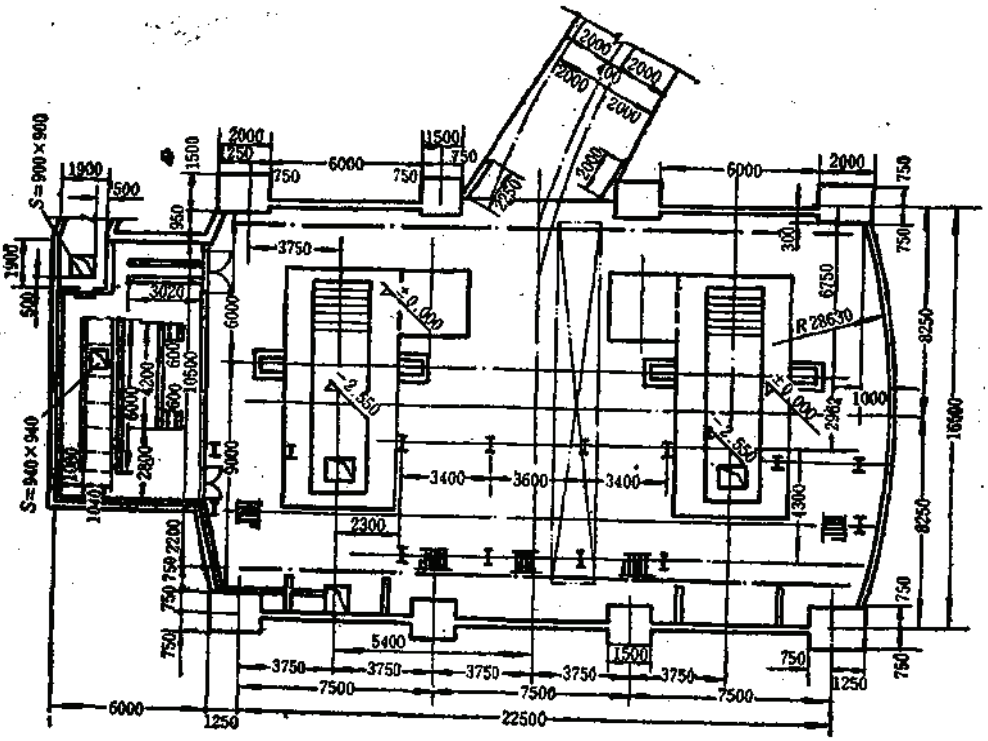


图 1-5-23 南芬铁矿（北部）破碎机硐室平面布置

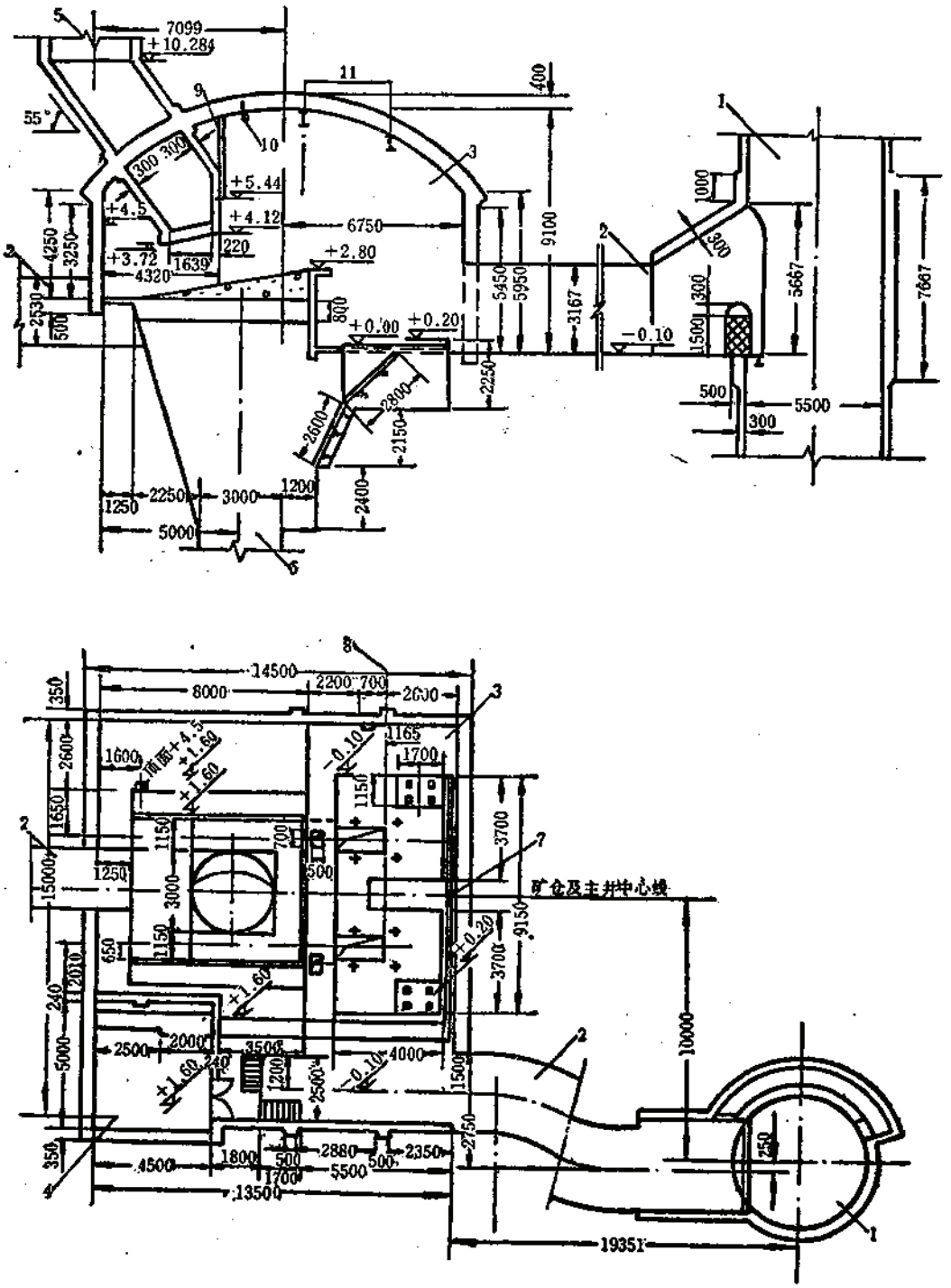


图 1-5-24　凡口铅锌矿破碎机硐室平面布置（一期）

1—副井；2—大件道；3—破碎机硐室；4—变电硐室；5—上部矿仓；6—下部矿仓；7—电缆沟；8—老虎口中心线；9—梯子；10—起吊钩；11—起重梁

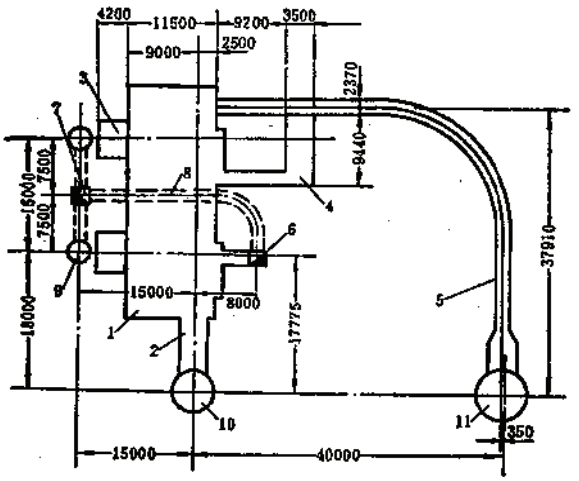


图 1-5-25 金山店铁矿破碎系统平面布置

1—破碎机硐室；2—大件道；3—板式给矿机硐室；4—变电硐室（电磁站）；5—联络道；6—联络天井；7—人行天井；8—人行通道；9—检查天井；10—主井；11—副井

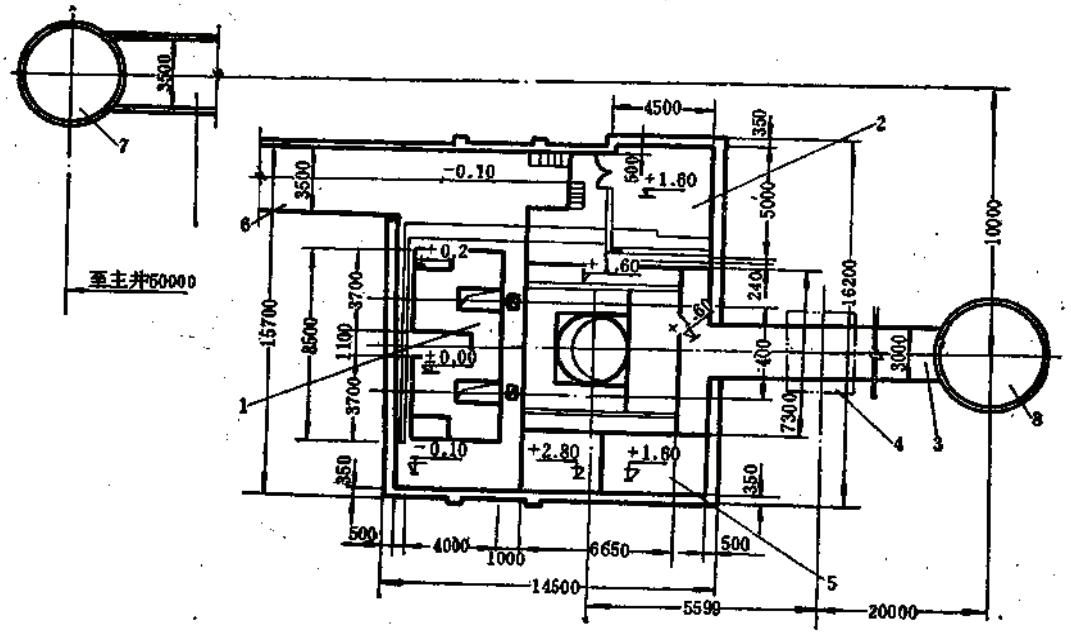


图 1-5-26 凡口铅锌矿破碎系统平面布置（一期）

1—破碎机硐室；2—变电硐室；3—施工联络道；4—上部矿仓；5—通风机平台；6—大件道；7—副井（D5.5m）；8—主井（D5.2m）

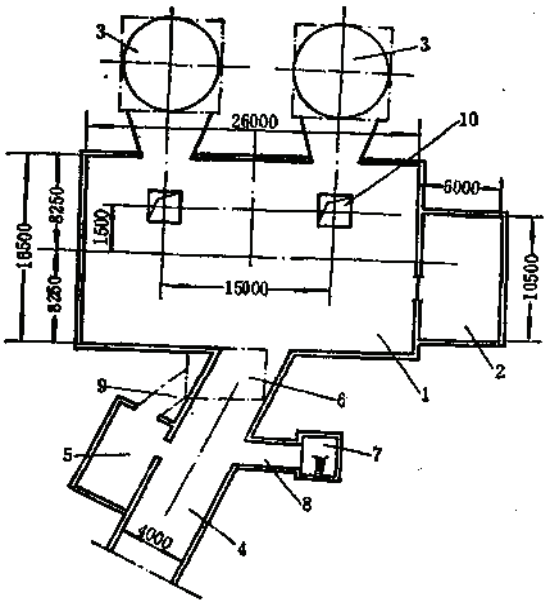


图 1-5-27　南芬铁矿（北部）破碎系统平面布置

1—破碎机硐室；2—除尘硐室；3—上部矿仓；4—通道；5—工人休息室；6—操作硐室（通道上部）；7—检查天井（通下部）；8—联络道；9—人行斜巷；10—破碎机排矿口

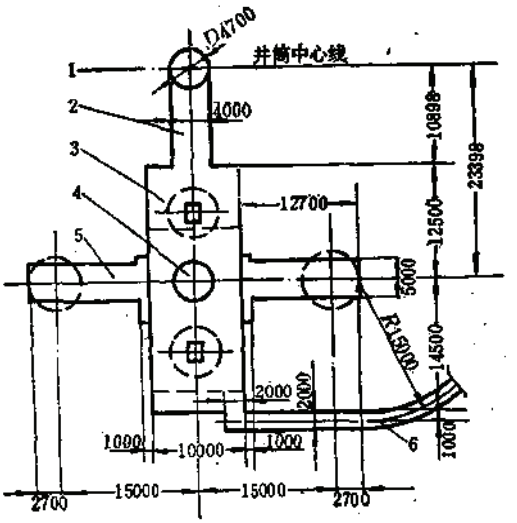


图 1-5-28　单机双侧破碎机硐室平面布置

1—主井；2—大件道；3—破碎机硐室；4—破碎机；5—板式给矿机硐室（两个）；6—联络巷道

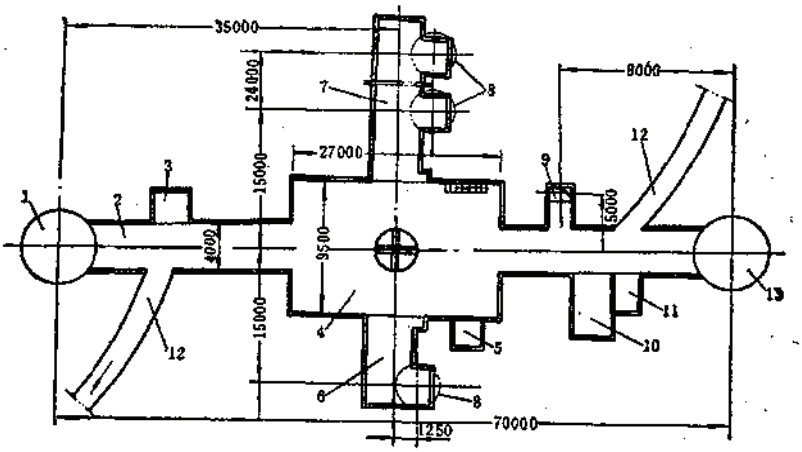


图 1-5-29　北铭河铁矿破碎系统平面布置

1—1号主井（D5m）；2—大件道；3—除尘硐室；4—破碎机硐室；5—操作硐室；6—板式给矿机硐室；7—皮带给矿机巷道；8—上部矿仓；9—天井；10—变电硐室；11—休息室；12—通风联络巷道；13—2号主井（D5m）

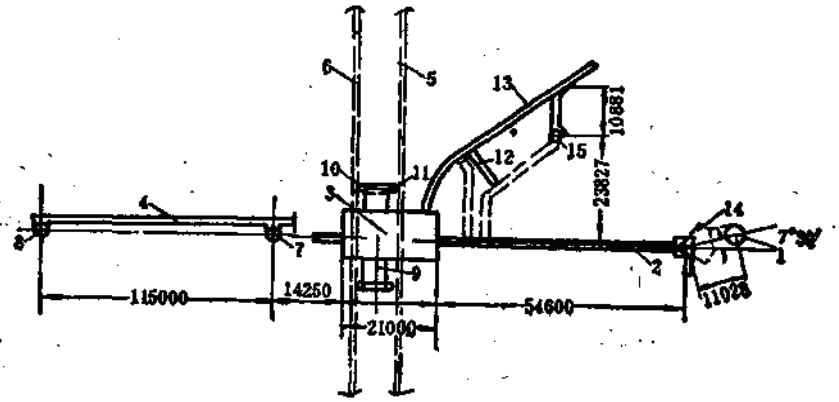


图 1-5-30 尖林山铁矿破碎系统平面布置

1—主井（D5.5m）；2—皮带道；3—破碎机硐室；4—水风巷道；5、6—卸矿巷道；7、8—回风井；9—板式给矿机硐室；10、11—溜井；12—变电硐室；13—大件道；14—皮带头部硐室；15—新副井

5.2.3 破碎系统的竖向布置

地下破碎系统的竖向布置，主要是确定破碎机硐室、皮带道、卸矿巷道以及主井（或混合井）、粉矿回收巷道之间的高程。

5.2.3.1 竖向布置的原则

1. 破碎机硐室地面至卸矿巷道底板的高程

该高程主要由破碎机受矿口标高、给矿机硐室的高度、上部矿仓（或溜井）的高度等因素确定的，一般为20～25m或一个采矿阶段的高度。

上部矿仓（或溜井）的容积应大于两个列车的装矿量，圆形矿仓直径不小于 4 m，方形边长不小于 5 m，矿仓高度一般为10～15m。我国部分地下破碎系统上部矿仓规格见表1-5-7。

2. 破碎机硐室地面至皮带道底板的高程

该高程主要由电振给矿硐室的高度、破碎机基础的埋置深度、分料小车装置的高度、下部矿仓的高度等因素确定，一般为25～30m。

下部矿仓（或溜井）的直径不应小于 4 m，总容积不小于箕斗 4 小时的提升量，高度一般为15～25m，我国部分矿山地下破碎系统下部矿仓的规格见表1-5-8。

当破碎系统中的矿石由排矿口直接给入带式输送机时，采用斜皮带道将物料运送至主井（或混合井）附近的下部矿仓，见图1-5-44尖林山铁矿破碎系统竖向布置，或采用平硐（或斜井）用带式输送机将物料直接运至地表，见图1-5-5江西水泥厂破碎系统布置，该高程不受下部矿仓的影响，可显著减小。

3. 皮带道底板至主井（或混合井）粉矿回收巷道底板的高程

该高程由工艺专业确定。当矿井需要延深时，粉矿回收巷道应尽量布置在阶段车场运输巷道标高上。

上部矿仓的规格及容积 表 1-5-7

矿山名称	工程项目	上部矿仓 规格 (m)	断面 (m²)	高度 (m)	容积(m³) 设计	有效	堆放	矿车容积 (m³)	一列矿车 矿车数 (辆)	装矿量 (m³)	矿仓容积折算列车数(列) 设计	有效	堆放	备注
金山店铁矿	1号溜井	$D=5$	19.6	8		156	156	6	10	60		2.6	2.6	总容积为214m³，折合3.56列矿车
	1号副矿仓	3×3	9.0	6.521		58	58	6	10	60		0.96	0.96	
	2号溜井	$D=5$	19.6	8		156	156	6	10	60		2.6	2.6	同上
	2号副矿仓	3×3	9.0	6.521		58	58	6	10	60		0.96	0.96	
凡口铅锌矿	（一期）上部矿仓	长×宽×高 7.2×6.5×3	6.5×3		140	64	64	1.6	10	16	9	4	4	硐室型矿仓
	（二期）上部矿仓	4×4	16	13.373	214	130	130	1.6	10	16		8	8	
程潮铁矿	上部矿仓	5×2.87	有效40	12.1	400	170		2.0	11～12	24	17	7～10		
南京白云石矿	上部矿仓	倾角45° 6.2×8	49.6		100	100		6.0	6～7	42	2.5	2.5		
尖林山铁矿	上部矿仓	$D=3.5$			200			1.6	12	19	10.5			
金川镍矿二矿区	上部矿仓	6.1×3	18.3	6.9	126	73		4	10	40	2	1.2		
广西大厂锡矿	细脉带上部矿仓	4×4	16	13.769	220	130	130	6	10	60	3.5	2.2	2.5	
	层面脉带上部矿仓	4×4	16	13.769	220	130	130	6	10	60	3.5	2.2	2.5	
	废石溜井	贮矿仓$D=4$	12.6	19.89	252	151		9	1	9	28	17		废石不进行破碎

破碎系统下部矿仓规格表　　表 1-5-8

矿山名称	工程项目	下部矿仓						箕斗				提升物料		矿仓容积/箕斗小时提升量(h)			备注
		规格(m)	断面(m²)	高度(m)	矿仓容积(m³) 设计	有效	堆放	载重量(t)	提升次数(次/小时)	每小时提升量(t)	(m³)	假比重(t/m³)	松散系数	设计	有效	堆放	
广西大厂锡矿	细脉带矿仓	$D=5$	19.6	24.74	470	470		16	27.5	440	245	1.8	1.6	1.94	1.94		
	层面脉矿仓	$D=5$	19.6	24.74	470	470		16	27.5	440	245	1.8	1.6	1.94	1.94		
	废石溜井	$D=4$	12.6	8		156	156	16	27.5	440	275	1.6	1.6	0.56	0.56		
	合计					1096									4.44		
凡口铅锌矿	一期下部矿仓	$D=3$ $D=3.6$	7.07 10.1	2×7.5	129	129	129	5	45	200	80	2.5	1.6	2.5			双箕斗总数
	二期下部矿仓	$D=5$	19.6	18.492	2×363	2×220		5	40	200	80	2.5	1.6	5.5	5.5		两个矿仓
金山店铁矿	1号下部矿仓	$D=2.5$	4.9	8	39	30～39	39	22		438	210	2.1	1.6	0.33	0.2		
	2号下部矿仓	$D=2.5$	4.9	8	39	30～39	39	22		438	210	2.1	1.6	0.33	0.2		
	合计					80	80							0.66	0.4		
程潮铁矿	下部矿仓(斜)	5×6.5	36.5	7	400	170～250		7	42.5	329	170	3	1.5	2.35	1～1.5		
尖林山铁矿	下部矿仓		3.51	2×41.16				3.1	48	148		2.28		2.6			两种物料两个矿仓
金川镍矿二矿区	下部矿仓	4.2×4.2	17.6	4	70	44		18		约100		1.57	1.7～1.8	1.2	0.77		

4. 地下破碎系统的总高程

破碎系统的总高程一般为采矿阶段高度的整数倍，2～3个阶段高度。破碎机硐室、皮带道等主要工程应尽量布置在阶段车场运输巷道标高上，以利施工、设备运输和生产。我国部分矿山地下破碎系统高程控制尺寸见表1-5-9。

破碎系统高程控制尺寸　　表 1-5-9

矿山名称	卸矿阶段标高(m)					阶段高度(m)	单项工程标高(m)			破碎系统总高度(m)	阶段高度的倍数(倍)	备注
	一阶段	二阶段	三阶段	四阶段	五阶段		破碎机硐室地面	皮带道底板	粉矿清理巷道底板			
大厂锡矿			455			60	430	392	335	120	2.4	闸门455
凡口铅锌矿(一期)	-40	-80	-120	-160	-200	40	-220	-247	-280	80	2.0	闸门-200
凡口铅锌矿(二期)	-160 -200	-240	-280	-320	-360	40	-385	-415	-455	95	2.0	闸门-360
程潮铁矿				-290		70	-309	-351	-360	70	1.0	
南铭河铁矿	40	±0.00	-40	-80		40	-116.5	-144.2	-186.2	106.2	2.5	
凤凰山铜矿			-40	-120		50	-156.66	-190	-230	110	2.2	
梅山铁矿	-80	-140	-200			60	-209	-237				
小官庄铁矿	-300	-350	-400			50	-435.4	-469.0	-520	120	2.4	
红透山铜矿(一期)	253	193	133			80	118.58	101.38	73.1	60	1.0	
红透山铜矿(二期)	73	13	-47			60	-65.35	-86	-107	60	1.0	
红透山铜矿(三期)		-47	-107	-167	-227	60	-244.22	-262.7	-284.78	60	1.0	
金山店铁矿			-200			70	-250	-270	-310	110	1.6	
西石门铁矿	120	80				40	58	-40	-2	82	2.0	
尖林山铁矿	20	-60				70	-68	-74	-93	43	0.6	
新桥铜矿			-230			60	-254.4	-280	-312	82	1.6	

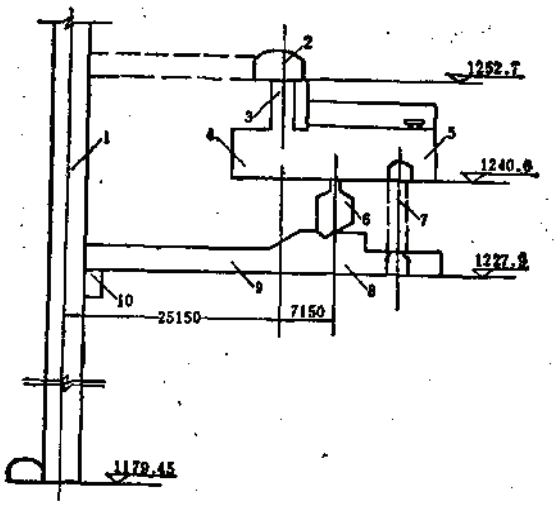


图 1-5-31　金川镍矿二矿区破碎系统竖向布置

1—东主井；2—卸矿硐室；3—上部矿仓；4—板式给矿机硐室；5—破碎机硐室；6—下部矿仓；7—人行天井；8—电振给矿机硐室；9—皮带道；10—计量硐室

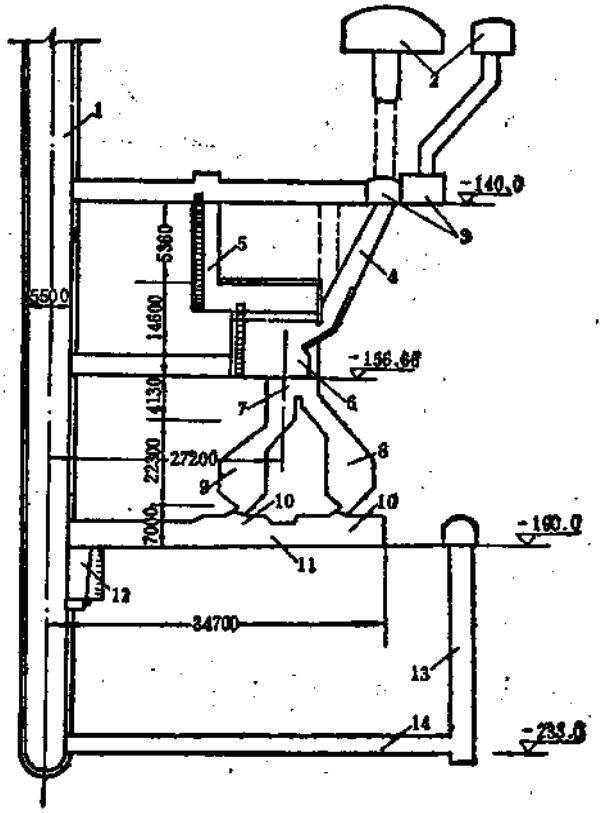


图 1-5-32 凤凰山铜矿破碎系统竖向布置

1—混合井；2—卸矿硐室；3—板式给矿机硐室；4—溜槽；5—人行天井；6—破碎机硐室；7—分配小车；8—富矿仓；9—贫矿仓；10—电振给矿机硐室；11—皮带道；12—计量硐室；13—提升天井；14—粉矿回收巷道

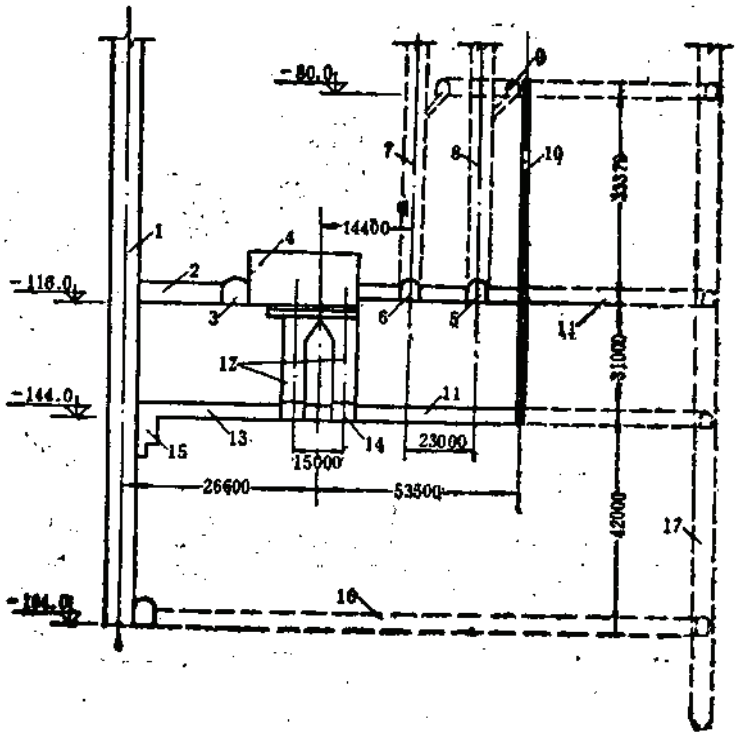


图 1-5-33 南铭河铁矿破碎系统竖向布置

1—主井(D5.5m)；2—大件道；3—除尘硐室；4—破碎机硐室；5—皮带给矿平巷；6—电振给矿机硐室；7、8—上部矿仓；9—卸矿硐室；10—天井；11—联络道；12—下部矿仓；13—皮带道，14—电振给矿机硐室；15—计量硐室；16—粉矿回收平巷；17—副井(D6.0m)

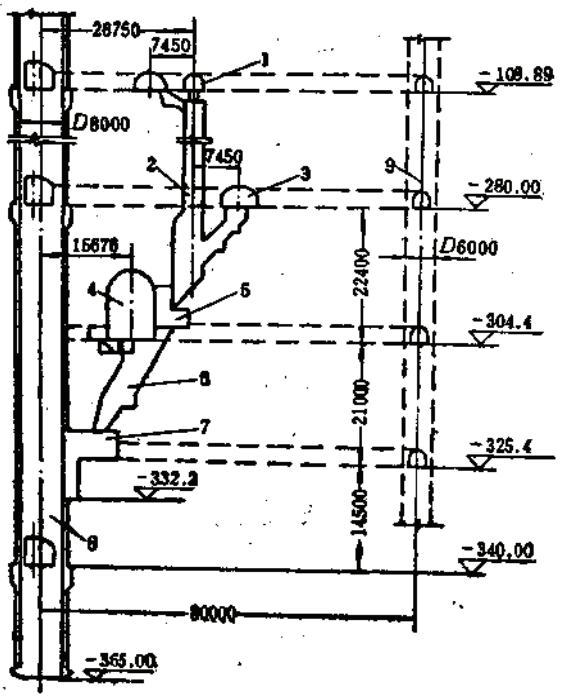


图 1-5-34　弓长岭铁矿破碎系统竖向布置

1—卸矿硐室；2—溜井；3—卸矿硐室；4—破碎机硐室；5—板式给矿机硐室；6—下部矿仓；7—计量硐室；8—混合井；9—副井

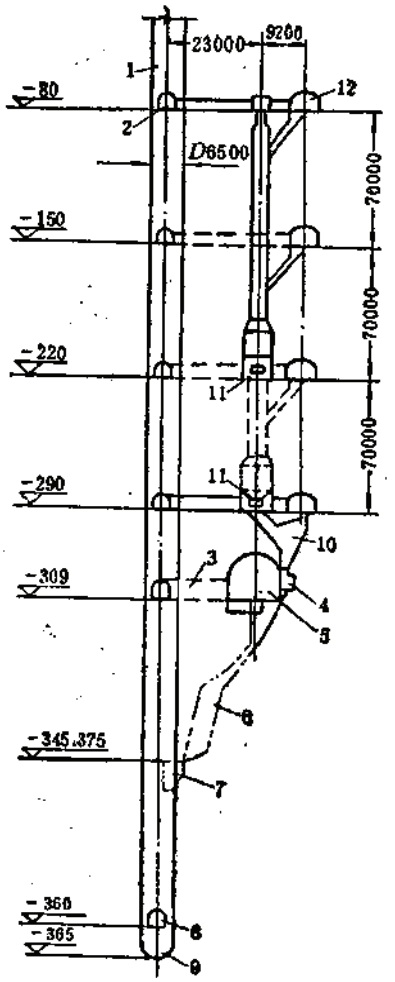


图 1-5-35　程潮铁矿破碎系统竖向布置

1—混合井；2—马头门；3—大件道；4—板式给矿机硐室；5—破碎机硐室；6—下部矿仓；7—计量硐室；8—粉矿回收平巷；9—井底水窝；10—上部矿仓；11—转载闸门；12—翻车机卸矿硐室

5.2.3.2　地下破碎系统竖向布置工程实例

（1）单机端部给矿竖向布置见图1-5-31～图1-5-33。

（2）单机侧向给矿竖向布置见图1-5-34～图1-5-37。

（3）双机端部给矿竖向布置见图1-5-38～图1-5-40。

（4）双机侧向给矿竖向布置见图1-5-41～图1-5-43。

（5）单机双侧给矿竖向布置见图1-5-44～图1-5-45。

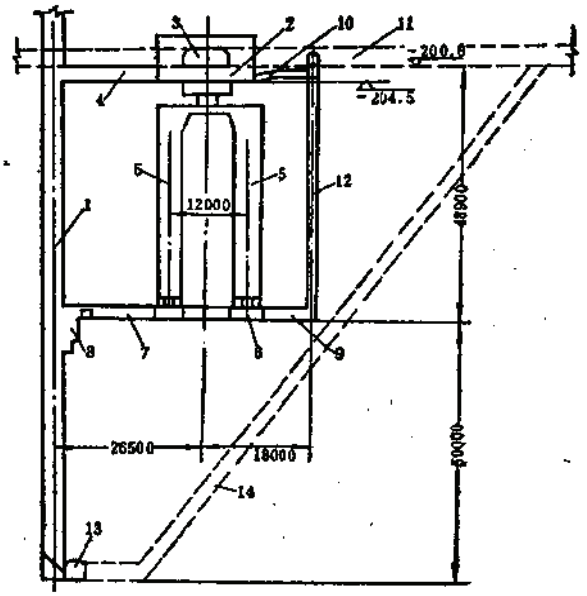


图 1-5-36 梅山铁矿破碎系统竖向布置

1—主井（D5.5m）；2—破碎机硐室；3—卸矿硐室；4—大件道；5—下部矿仓；6—电振给矿机硐室；7—皮带道；8—计量硐室；9—联络道；10—人行通道；11—运输巷道；12—联络天井；13—粉矿回收平巷；14—粉矿回收提升斜井

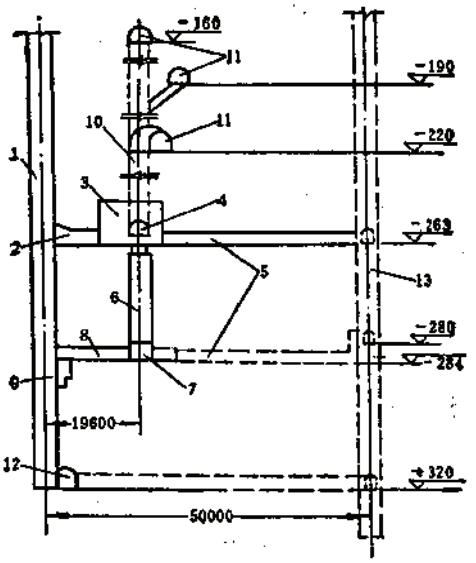


图 1-5-37 八台铁矿破碎系统竖向布置

1—主井(D4.5m)；2—大件道；3—破碎机硐室；4—板式给矿机硐室；5—联络道；6—下部矿仓；7—电振给矿机硐室；8—皮带道；9—计量硐室；10—上部矿仓；11—卸矿硐室；12—粉矿回收平巷；13—副井

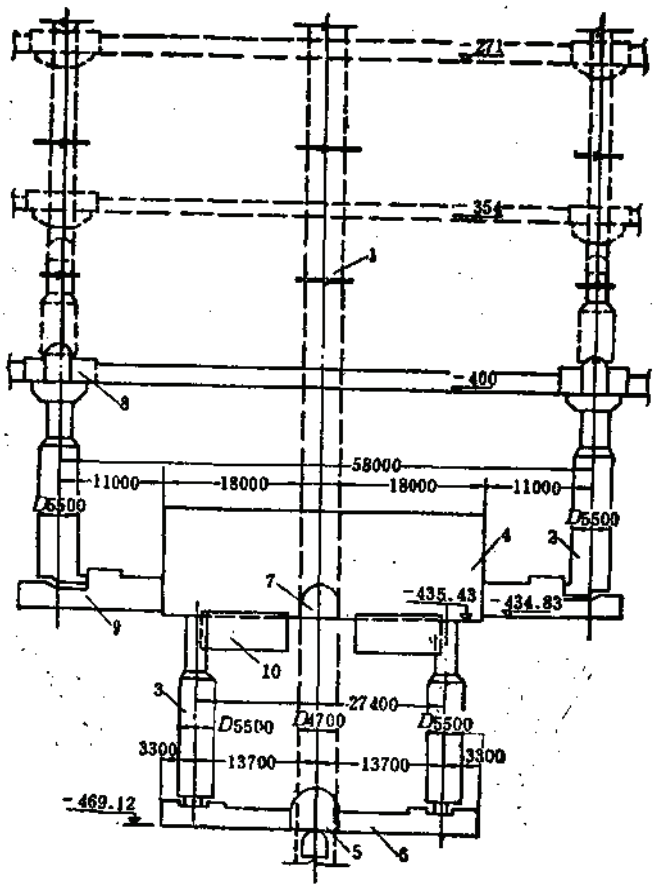


图 1-5-38　小官庄铁矿破碎系统竖向布置

1—主井；2—上部矿仓；3—下部矿仓；4—破碎机硐室；5—主皮带道；6—辅助硐室；7—大件道；8—转载闸门硐室；9—板式给矿机硐室；10—破碎机基础

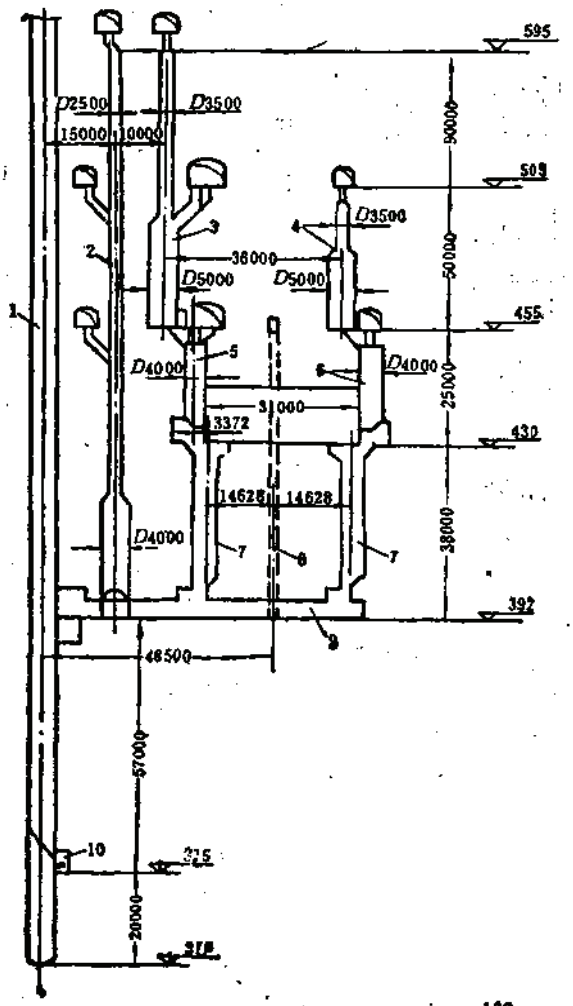


图 1-5-39 大厂锡矿破碎系统竖向布置

1—混合井；2—废石溜井；3—细脉带溜井；4—层面脉溜井；5、6—上部矿仓；7—下部矿仓；8—天井；9—皮带道；10—粉矿回收装置

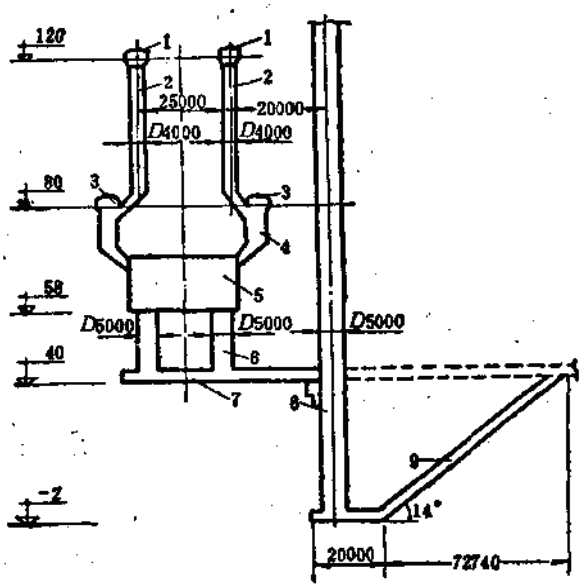


图 1-5-40 西石门铁矿破碎系统竖向布置

1—卸矿硐室；2—溜井（D4m）；3—卸矿硐室；4—上部矿仓；5—破碎机硐室；6—下部矿仓；7—皮带道；8—主井（D5m）；9—粉矿回收斜巷

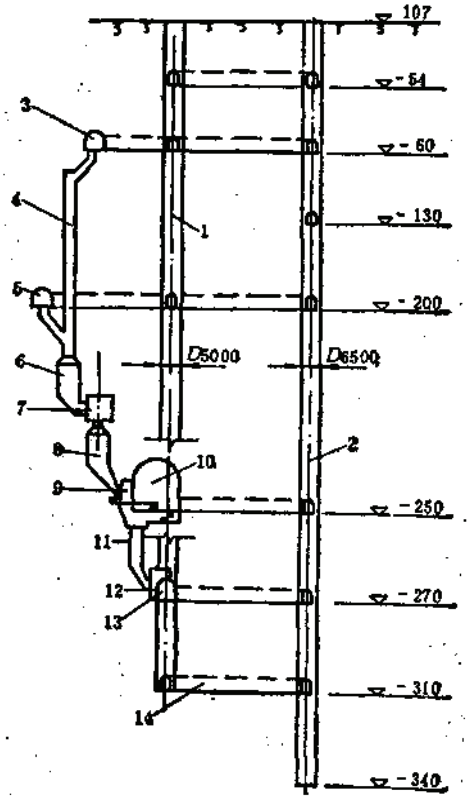


图 1-5-41　金山店铁矿破碎系统竖向布置

1—主井；2—副井；3—破碎机硐室；4—主溜井；5—卸矿硐室；6—主矿仓（D5m）；7—转载闸门硐室；8—副矿仓（3×3m）；9—板式给矿机硐室；10—破碎机硐室；11—下部矿仓（D2.5m）；12—电振给矿机硐室；13—皮带道；14—粉矿回收平巷

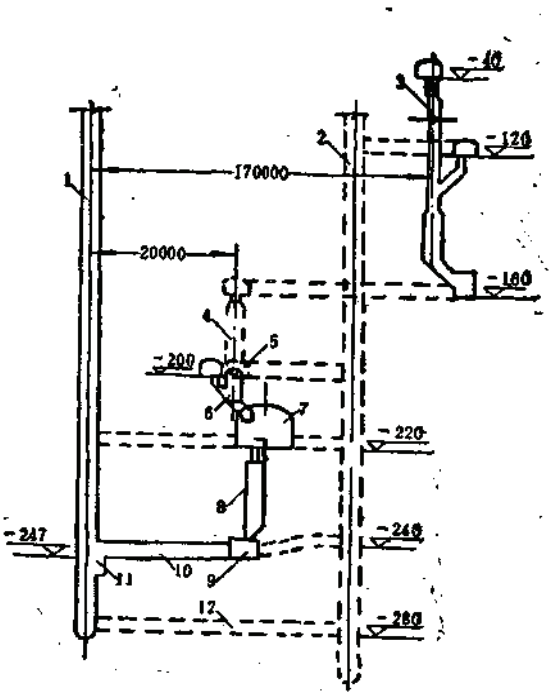


图 1-5-42　凡口铅锌矿破碎系统（一期）竖向布置

1—主井；2—副井；3—1号、2号溜井；4—3号溜井；5—转载硐室；6—上部矿仓；7—破碎机硐室；8—下部矿仓；9—板式给矿机硐室；10—皮带道；11—计量硐室；12—粉矿回收平巷

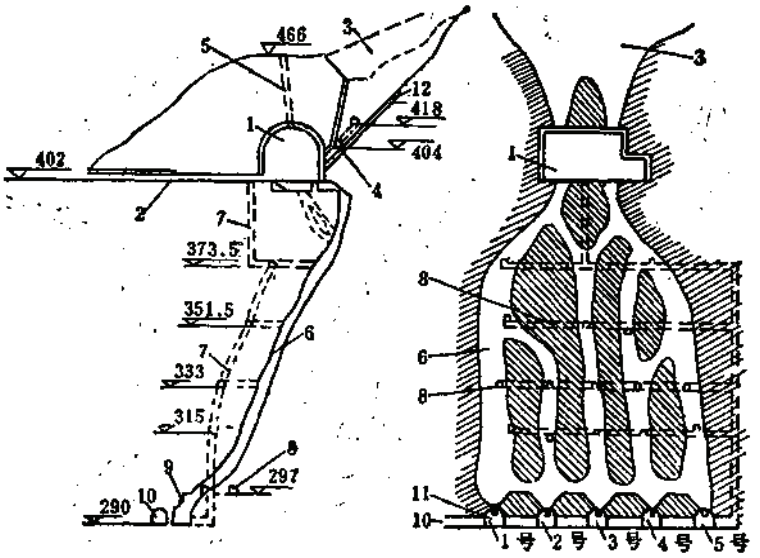


图 1-5-43 南芬铁矿（北部）破碎系统竖向布置

1—破碎机硐室；2—大件道（兼人行通道）；3—贮矿仓；4—检查平巷；5—通风井；6—下部溜井；7—检查井；8—检查平巷；9—侧线平硐；10—火车运输平硐；11—火车装矿站；12—锰钢板加固

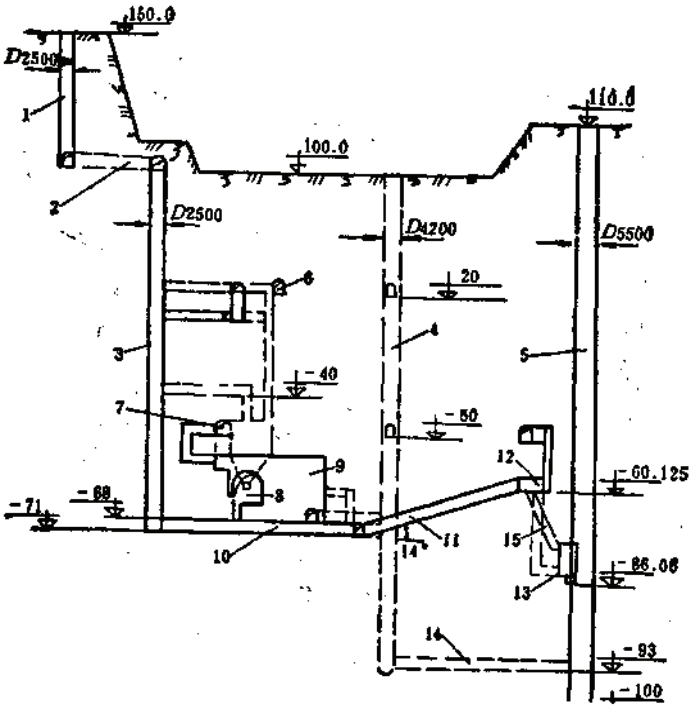


图 1-5-44 尖林山铁矿破碎系统竖向布置

1—通风井；2—通风平巷；3—通风井；4—新副井；5—主井；6、7—卸矿硐室；8—板式给矿机硐室；9—破碎机硐室；10—皮带道；11—皮带斜井；12—皮带头部硐室；13—计量硐室；14—粉矿回收平巷；15—下部矿仓

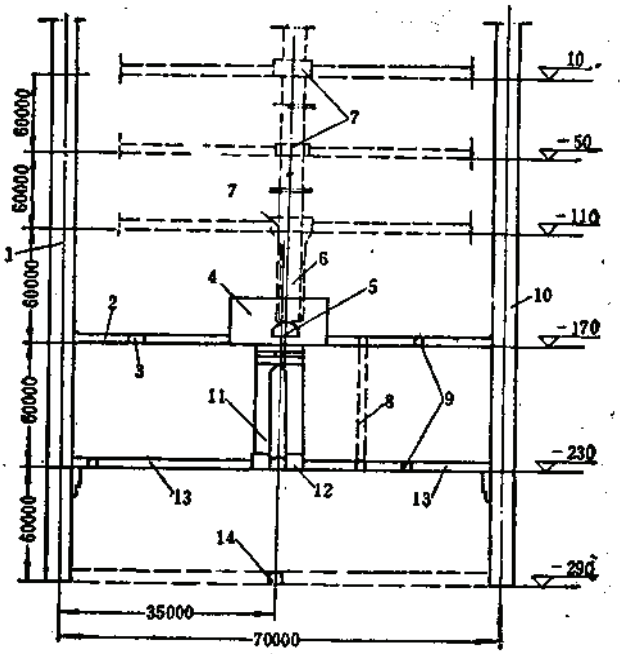


图 1-5-45　北铭河铁矿破碎系统竖向布置

1—1号主井；2—大件道；3—除尘硐室；4—破碎机硐室；5—皮带给矿机硐室；6—上部矿仓；7—卸矿硐室；8—天井；9—联络道；10—2号主井；11—下部矿仓；12—电振给矿机硐室；13—皮带道；14—粉矿回收平巷

5.3　破碎机硐室设计

5.3.1　破碎机硐室尺寸的确定

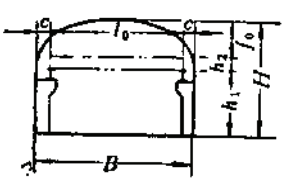
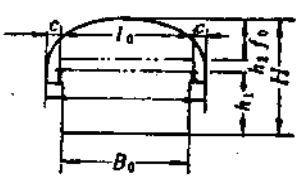
1. 硐室宽度

破碎机硐室的宽度主要由吊车的跨度决定。吊车的规格由工艺专业提供，当围岩较差时，应与工艺专业协商确定。

硐室宽度的确定见表1-5-10，硐室宽度与吊车跨度的关系见表1-5-11。

2. 硐室高度

破碎机硐室宽度、高度计算表　　表 1-5-10

项　目	结构型式	
	钢或钢筋混凝土吊车梁、柱结构	岩台吊车梁结构
计算简图		

续表

项目		结构型式	
		钢或钢筋混凝土吊车梁、柱结构	岩台吊车梁结构
计算公式	净宽度 B 净宽度 B_0 净高度 H	$B=l_0+2C$ $B_0=B$ $H=h_1+h_2+f_0$	$B=l_0+2C$ $B_0=l_0+2C-2d$ $H=h_1+h_2+f_0$
符号注释及取值		B—硐室的净宽度，m B_0—岩台吊车梁硐室的净宽度，m l_0—吊车跨度，m C—吊车轨道中心至边墙的间距，一般取0.5～0.65m f_0—硐室拱矢高，m	h_1—吊车轨面高度，m h_2—吊车桁架的高度，m d—岩台吊车梁时，岩台宽度，m

破碎机硐室的高度主要由吊车轨面高度决定。吊车轨面高度由工艺专业提供。

硐室高度的确定见表1-5-10，硐室高度与吊车轨面高度的关系见表1-5-12。

3. 硐室长度

破碎机硐室的长度主要按硐室的布置方式、设备基础尺寸、检修场地面积等因素确定。

硐室长度的确定见表1-5-13。检修面积参照表1-5-14、表1-5-15确定，硐室的 b_1、b_2 实例见表1-5-16。

5.3.2 破碎机硐室支护

5.3.2.1 硐室的断面形状

1. 直墙圆弧拱形

矢跨比一般为 $\frac{1}{3}\sim\frac{1}{4}$，当围岩条件好或跨度大于15m时，可采用 $\frac{1}{5}\sim\frac{1}{8}$。

2. 直墙三心拱形

当硐室跨度较小、围岩条件较好时，可采用三心拱形。矢跨比一般为 $\frac{1}{3}\sim\frac{1}{4}$。

3. 岩台吊车梁

围岩坚固稳定时，岩台吊车梁可采用下窄上宽的断面形状。拱形为圆弧拱或三心拱。利用岩台作吊车梁具有工程量少、投资省的优点，但由于爆破影响，岩台形状难以形成，一般需采取补修措施。

为确保硐室的断面形状，减少超、欠挖工程量，应采用光面爆破施工方法。

5.3.2.2 硐室支护

1. 不支护

当围岩坚固稳定、硐室服务时间短且跨度较小时，硐室可不支护。

2. 锚喷支护

锚喷支护、锚喷网支护型式在破碎机硐室支护设计中应用较普遍。其支护参数的选取与支护设计见本卷第八章锚喷支护。

3. 整体式混凝土支护

硐室支护一般采用整体式混凝土和钢筋混凝土两种型式。支护厚度及配筋量通过计算

硐室宽度与吊车跨度关系　　表 1-5-11

矿山名称	硐室支护型式	硐室净宽度（m）		吊车规格		吊车轨道中心至边墙的间隙 C(m)	备注
		B	B_0	起重量（t）	跨度 l_0(m)		
大厂锡矿	锚喷混凝土	10.5	9	15/3	9.5	0.5	设计为岩台吊车梁，施工改为钢梁
凡口铅锌矿（二期）	锚喷混凝土、钢筋混凝土	9.5	9	15/3	8.5	0.5	钢筋混凝土连续牛腿结构
金川镍矿二矿区(二期)	钢筋混凝土	8		13	7	0.5	
金山店铁矿	锚喷网混凝土	11.5		15/3	10.5	0.5	
程潮铁矿	钢筋混凝土	9.1		15/3	8.5	0.3	电动机需斜吊，给矿机外罩吊不到
弓长岭铁矿	锚喷网混凝土	9.9		15/3	8.5	0.7	
红透山铜矿	不支护	9.3		15/3	7	1.15	
南京白云石矿	拱部锚喷、墙部钢筋混凝土	10		15/3	9	0.5	
尖林山铁矿	钢筋混凝土	9		15/3	8	0.5	
南铭河铁矿	同　上	10		15/3	9	0.5	
八台铁矿	同　上	9.5		15/3	8.5	0.5	
西石门铁矿	同　上	10		15/3	9	0.5	
小官庄铁矿	同　上	9.5		50/10	8.5	0.5	
梅山铁矿	锚喷网混凝土	9.5		50/10	8.5	0.5	
南芬铁矿	钢筋混凝土	15		50/10	14	0.5	
凤凰山铜矿	同　上	8	7.5	25	7	0.5	
峨眉水泥厂	同　上	11		20	10	0.5	

注：$C=\frac{1}{2}(B-l_0)$。

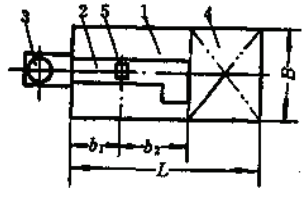
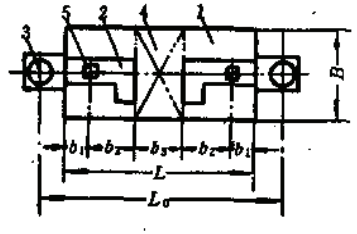
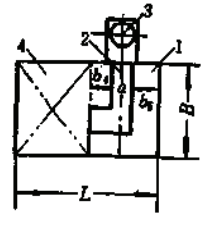
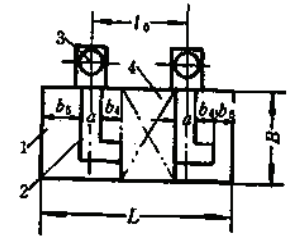
硐室墙高与吊车轨面高度关系　　表 1-5-12

矿山名称	吊车高度（m）		硐室高度（m）			备注
	h_1	h_2	墙高	拱矢高 f_0	总净高度 H	
大厂锡矿	7.5	1.5	9	3.33	12.33	
凡口铅锌矿（二期）	7.5	1.125	8.625	2.375	11	
金山店铁矿	8	2	10	4	14	
金川镍矿二矿区(二期)	7	1.2	8.2	1.8	10	
程潮铁矿	8	1.5	9.5	3.03	12.53	
弓长岭铁矿	8	2.2	10.2	3	13.2	
红透山铜矿	7	1.25	8.25	1.1	9.35	
南京白云石矿	8	2.5	10.5	2.5	13	
南铭河铁矿	8.3	1.7	10	3.33	13.33	
八台铁矿	7.3	2.2	9.5	3.17	12.67	
西石门铁矿	8	2	10	2.5	12.5	
小官庄铁矿	8.2	2.8	11	3.17	14.17	
梅山铁矿	7.7	2.47	10.17	3.12	13.29	吊车轨面高度 h_1 偏低，已加高0.5m
南芬铁矿	10	2.05	12.05	2.85	14.9	
凤凰山铜矿	7.2	1.1	8.3	2.4	10.7	
峨眉水泥厂	10.81	1.19	12	3	15	
江西水泥厂	12.17	−0.17	12	5.9	17.9	拱墙分离结构

注：h_1 为吊车轨面高度，h_2 为吊车桁架高度。

破碎机硐室长度计算表

表 1-5-13

项目	硐室布置型式			
	单机端部	双机两端	单机侧向	双机侧向
简图				
公式	$L=b_1+b_2+b_3$ $b_3=\frac{S}{B}$	$L=2(b_1+b_2)+b_3$ $b_3=\frac{S}{B}$	$L=a+b_3+b_4+b_5$ $b_3=\frac{S}{B}$	$L=2a+2b_4+b_3+b_6+b_3$ 或$L=l_0+a+b_4+b_5+b_6$（两个矿仓） $L=l_0+a+b_4+b_6+b_3$（一个矿仓） $b_3=\frac{S}{B}$
符号注释	L—硐室的长度，m b_1—排矿口中心至硐室端墙距离，m b_2—排矿口中心至设备基础外缘距离，m b_3—检修场地的长度，m S—检修面积，m^2 B—硐室净宽度，m	L_0—两矿仓中心距离，一般不小于30m 其余符号同左	a—破碎机（或板式给矿机）宽度，m，两者取最宽值 b_4—电动机风扇最突出部分至设备基础最外缘的距离，m b_5—破碎机基础外缘至硐室端墙距离，一般取2～2.5m 其余符号同左	b_6—电动机基础或电动机风扇最外缘至硐室端墙距离，一般取1.5m l_0—双机侧向给矿两个上部矿仓溜矿口中心距离，当设两个上部矿仓时，溜口距离不小于15m；当设一个上部矿仓时，两个溜口距离取4～6m 其余符号同左

注：1.图中1为破碎机硐室；2为破碎机基础；3为上部矿仓；4为检修面积；5为排矿口。
2.硐室长度应按吊车梁、柱跨距调整，并应考虑车挡的型式。

破碎机硐室检修面积　　表 1-5-14

破碎机型式	破碎机规格	检修面积 S (m²)	
		一台	二台
颚式	600×900	40	50
	900×1200	50	70
旋回式	φ900	60～70	
	φ1200	70～80	

破碎机硐室规格及检修面积　　表 1-5-15

矿山名称	破碎机硐室 (m)			破碎机		给矿机规格	检修面积 (m²)	备注
	长	宽	高	规格	数量 (台)			
红透山铜矿	15	9.3	9.35	900×1200	1	1500×6000	24.7	服务年限短，无大修
凤凰山铜矿	10	7.5	10.7	1050×1200	1	1200×4200	36	检修面积太小
南京白云石矿	18	10	13	900×1200	1	七轴辊式	74	
金川镍矿二矿区(一期)	16.2	8	10	900×1200	1	1500×8000	44.8	
金川镍矿二矿区(二期)				900×1200	2	1500×8000	44.8	偏小
南铭河铁矿	18	10	13.33	900×1200	1	两台电振皮带	73	
大厂锡矿	31	9	12.33	900×1200	2	1500×6000	74.7	
弓长岭铁矿	14	9.9	13.2	900×1200	1	1500×6000	74	
程潮铁矿	13.8	9.1	12.53	900×1200	1	1500×4000	54	
八台铁矿	15	9.5	12.67	900×1200	1		75	
梅山铁矿	25	9.5	13.29	φ900	1		80	
南芬铁矿	25	15	15.9	1500×2100	2	2400×4000	130	
凡口铅锌矿（一期）	15	13.5	9.1	600×900	2	1200×6000	12	检修面积太小
凡口铅锌矿（二期）	18.58	9	11	600×900	2	1200×4500	45	
金山店铁矿	31	11.5	14	900×1200	2	1500×4000	95	
江西水泥厂	11.5	10.9	17.9	φ900	1	1500×8000	30	检修面积太小
永登水泥厂	27	12	15.1	φ1200	1	2400×16000	85	检修场地4.9m平台

破碎机硐室 b_1、b_2 值实例表　　表 1-5-16

矿山名称	破碎机		硐室布置方式	排矿口至下列各项距离 (m)	
	型式	规格		硐室端墙 b_1	设备基础外缘 b_2
红透山铜矿	颚式	900×1200	单机端部	3.8	6.65
南铭河铁矿	颚式	900×1200	单机端部	3.9	6.7
南京白云石矿	颚式	900×1200	单机端部	3.0	7.3
凤凰山铜矿	颚式	1050×1200	单机端部	4.0	4.1
峨眉水泥厂	颚式	1050×1200	单机端部	6.6	3.6
江西水泥厂	旋回式	φ900	单机端部	7.5	6.5
永登水泥厂	同上	φ1200	单机端部	7.5	4.0
梅山铁矿	同上	φ900	单机侧向	3.0	约3.0
凡口铅锌矿（二期）	颚式	600×900	双机两端	4.15	2.65
大厂锡矿	同上	900×1200	同上	4.1	7.1
西石门铁矿	同上	同上	同上	4.7	
小官庄铁矿	同上	1200×1500	同上	4.3	9.4

确定，见本卷第三章平巷。圆弧拱拱厚见表1-5-17。

破碎机硐室圆弧拱拱厚选择表 表 1-5-17

破碎机硐室宽度B (m)		6.0		8.0		10		12		14		16		18	
拱矢高f_1		$B/3$	$B/4$	$B/3$	$B/4$	$B/3$	$B/4$	$B/3$	$B/4$	$B/3$	$B/4$	$B/3$	$B/4$	$B/3$	$B/4$
岩石坚固性系数	2～3	0.4	0.4	0.5	0.5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	3～4	0.4	0.3	0.3	0.4	0.5	0.5	0.5	0.5	—	—	—	—	—	—
	4～5	0.3	0.4	0.4	0.3	0.6	0.4	0.6	0.5	0.4	0.5	0.6	0.6	0.5	0.5
	5～6	0.3	0.35	0.4	0.4	0.5	0.6	0.5	0.6	0.5	0.4	0.5	0.5	0.7	0.5
	6～8	0.2	0.25	0.25	0.3	0.35	0.35	0.4	0.4	0.4	0.5	0.5	0.5	0.6	0.6
	8～10	—	—	—	—	0.25	0.3	0.25	0.3	0.3	0.4	0.4	0.5	0.4	0.5
	10～12	—	—	—	—	—	—	—	—	0.3	0.3	0.4	0.4	0.4	0.4
几何尺寸	R	3.25	3.75		5.0	—	6.25		7.5		8.75		10.0		11.25
	f_1	2.0	1.5	2.67	2.0	3.33	2.5	4.0	3.0	4.67	3.5	5.33	4.0	6.0	4.5
	ϕ_1	67°23′	58°8′	67°23′	53°8′	67°23′	53°8′	67°23′	53°8′	67°23′	53°8′	67°23′	53°8′	67°23′	53°8′

注：1 黑线以上按构造配筋。
2 混凝土为$C15$，钢筋混凝土为$C20$～$C25$。
3 此表仅供初选参考使用。

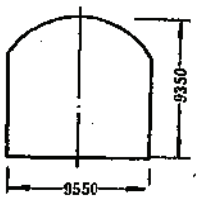
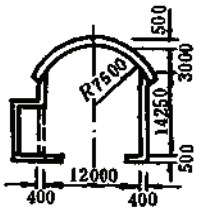
4. 其它支护型式

根据地压的分布及大小，几种支护型式联合采用，构成拱墙分离结构型式等。

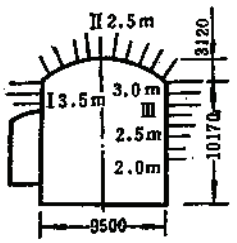
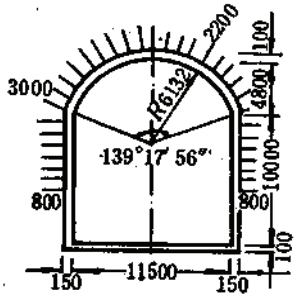
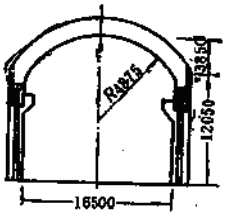
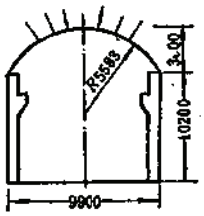
5.3.3 工 程 实 例

破碎机硐室支护工程实例见表1-5-18。

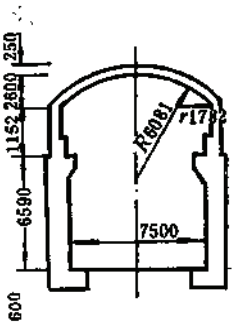
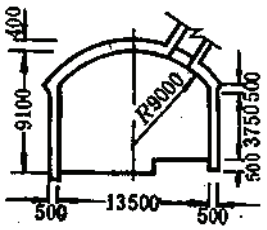
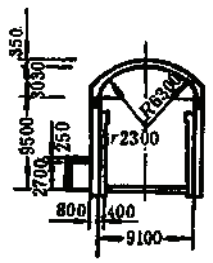
破碎机硐室支护工程实例 表 1-5-18

序号	矿山名称	硐室支护简图	工程地质概况	支护型式	使用评价
1	2	3	4	5	6
1	红透山铜矿（三期）		角闪片麻岩，$f=12$～14，节理裂隙不发育，稳定、无水 其中有一条辉绿玢岩夹层，$f=8$～10，节理发育	不支护 仅在破碎机和板式给矿机上部喷射水泥砂浆，厚20～30mm	1972年投产以来，一直安全生产
2	峨眉水泥厂		石灰岩，$f=8$	钢筋混凝土支护，拱部厚度为500mm，墙厚度为400mm，拱、墙均配双层钢筋Φ16mm，间距@=200mm	1970年投产至今未发现问题

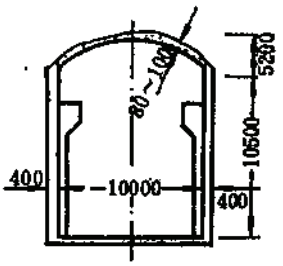
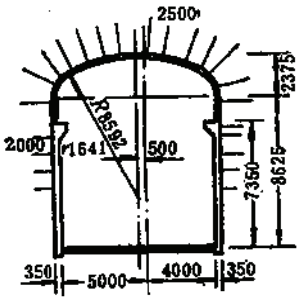
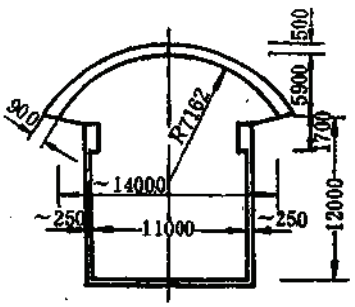
续表

序号	矿山名称	硐室支护简图	工程地质概况	支护型式	使用评价
1	2	3	4	5	6
3	梅山铁矿		位于下盘安山岩层内，坚硬稳定。硐室西南角有部分高岭土化安山岩，易风化，遇水成泥状，有膨胀性，稳定性较差，$f=4\sim7$ 硐室中部有三条大断裂，西南角有一平行硐室轴向的大断裂，斜贯硐室南端，并延至东壁再伸向北与上述断裂斜交，其间充填高岭土化与绿泥化产物	锚喷网联合支护，光面爆破。喷层厚度：Ⅰ区为200mm，Ⅱ、Ⅲ区为150mm；锚杆间距，Ⅰ区为0.6m，Ⅱ、Ⅲ区为0.8m；钢筋网间距：Ⅰ、Ⅱ区为400mm，Ⅲ区为800mm；锚杆：直径为φ22～25mm，长度2～3m，菱形布置，排距0.6m；钢筋网：主筋φ16mm，副筋为φ10mm	尽管该硐室在设计施工中对淋水采取了一些引、堵措施，但仍有渗、漏水现象，致使喷射混凝土有成片脱落，并有沿喷射面继续扩展现象 水质对喷射混凝土有碳酸型浸蚀和硫酸盐性浸蚀作用 由于淋水影响，油泵、电动机有起动失灵现象
4	金山店铁矿		石英二长岩，致密，节理裂隙十分发育，呈块状，坚硬，性脆，$f=10\sim12$ 在硐室南端沿节理面有滑动和错动形成的擦痕面 拱顶局部地段沿节理裂隙有渗水现象 南北端墙有小股水流	锚喷网联合支护，光面爆破。喷层厚度：采用C20喷射混凝土，喷层厚150mm； 锚杆：采用16锰钢，直径φ20mm，长度为1.8～3m，梅花形布置，水泥砂浆为M_m20级； 钢筋网：直径φ6mm，间距为250×433mm	1982年投产，硐室结构无异常现象
5	南芬露天铁矿		磁铁石英岩，整体性好，稳定，$f=10\sim12$	整体式钢筋混凝土支护；拱部厚度800mm，墙厚250mm，吊车荷载作用在钢筋混凝土柱上，柱截面为1500×2000mm和1500×1500mm两种规格	1957年投产，结构牢固可靠，材料消耗量多，投资大
6	弓长岭铁矿		花岗混合岩，$f=8\sim10$，整体性好，无裂隙水，仅在西北邦有绿泥片岩	拱顶采用楔缝式锚杆和钢筋网联合支护； 西北帮绿泥石片岩地段采用整体式混凝土支护 锚杆，直径φ25mm，长度1.8～2m，间距、排距均为1.2～1.4m，共7排，每排9根 钢筋网：直径φ8mm，网孔50×50mm	由于拱顶没有喷射混凝土，钢筋网已锈蚀，由于爆破影响，局部有危石存在，工人操作无安全感，需经常观察和处理拱部危石

续表

序号	矿山名称	硐室支护简图	工程地质概况	支护型式	使用评价
1	2	3	4	5	6
7	凤凰山铜矿		薄层大理岩及角岩互层，$f=10\sim12$，岩层倾角较陡，节理裂隙不发育，岩层较稳定 靠硐室溜口处有两组互相大角度相交的破碎带，一组近于平行岩层，一组与此近似垂直	拱部采用锚喷网联合支护，长度为5m，钢筋混凝土支护，长度为7m；其余（包括墙）均为混凝土支护 混凝土厚400mm，喷射混凝土厚为150mm； 拱部配单层钢筋ϕ12，间距300mm，拱部采用楔缝式锚杆，ϕ22mm，长度2m，间距为1.5×1.5m 钢筋网直径ϕ6mm，网孔300×300mm	原设计为锚喷网联合支护，开挖后该处顶板为破碎带，锚杆松动较多，该处拱部7m长改为钢筋混凝土支护 开挖初期，硐室溜口处顶板裂隙水量约为7～8m³/h，施工后无大面积渗、漏水现象
8	凡口铅锌矿（一期）		天子岭C层石灰岩，$f=6\sim8$，岩层稳定、无涌水 局部有少量泥质及炭质灰岩夹层，施工时有掉块现象	整体钢筋混凝土支护，混凝土为C20，拱部厚度400mm，墙体厚度350mm；拱部配单层钢筋，直径ϕ18mm，间距@=250mm；硐室两个端墙起重梁位置的周围配置加强钢筋；每个端墙各打25根锚杆，直径ϕ25mm，长度0.8～1.2m；拱脚处也打一些锚杆，以加强拱脚支承能力； 采用先拱后墙施工方法，用混凝土输送泵浇灌混凝土	十几年的生产实践证明，结构牢固可靠，锚杆悬吊起重梁使用效果好；由于使用混凝土输送泵浇灌混凝土，分离现象较严重，致使混凝土蜂窝、麻面较多
9	程潮铁矿		花岗岩，$f=8\sim10$，节理裂隙十分发育 在硐室中部拱顶部位3m多厚的地段有三条黑色沥青状，厚度50～100mm的岩脉，上下延长较深，到一定时间会出现大面积片落	整体式钢筋混凝土支护拱厚350mm，钢筋直径ϕ12mm；沿硐室长轴方向墙采用连跨拱，拱梁截面为600×800mm，配9ϕ20mm双面钢筋，连跨拱荷载传递给截面为800×1200mm的柱上，柱子配筋为14ϕ25mm；柱子承受吊车荷载	1970年投产以来，硐室结构未发现有问题

续表

序号	矿山名称	硐室支护简图	工程地质概况	支护型式	使用评价
1	2	3	4	5	6
10	南京白云石矿		白云岩，裂隙较发育，平时有滴水，雨天更甚 最终露天采场距硐顶为30m	原设计为钢筋混凝土支护，厚400mm，后改为拱部锚喷支护；对围岩整体性较好的地段，只喷射混凝土不锚(约占一半以上)，喷射混凝土为C20，厚度80～100mm锚杆为16锰钢，直径φ22mm，长度1.5～2m，间距分别为0.5×0.5、1.5×1.5、2.0×2.0m三种	投产后，硐室结构无问题，有滴水现象
11	凡口铅锌矿(二期)		石灰岩，$f=6\sim8$，由于岩层处于天子岭C层和东岗岭交界，并有铅锌矿体浸入，因此岩层受挤压破碎，特别是接触带更为严重，施工中冒顶现象时有发生，节理裂隙水量不大，但分布较广	原设计拱部锚喷支护，墙部为350mm厚钢筋混凝土连续牛腿结构 喷层厚100mm，φ22mm锚杆，长度2～2.5m，间距、排距均为0.8～1m；后因冒顶严重，喷层减薄，锚杆减少成为临时支护，再加200mm厚钢筋混凝土永久支护，配φ20mm单层钢筋，间距@=250mm 墙部仍为钢筋混凝土结构，支护后进行壁后注浆	1984年底投产，使用效果良好，局部仍有渗、漏水现象
12	江西水泥厂		石灰岩，$f=8\sim10$，整体性好，硐室拱顶距山坡地表较近，浅部地压较大	拱、墙分离结构，变截面拱，拱顶厚550mm，拱脚厚700mm，钢筋混凝土支护； 直墙厚250mm，吊车荷载作用于柱、吊车梁上	投产后使用效果好；这是一种拱墙分离式结构，利用了岩层坚硬稳定的特点，特别是拱顶预留通风除尘硐室，别具一格

5.4 辅助硐室及通道

5.4.1 大件道的设计原则及要求

（1）大件道的布置应与开拓系统和溜破系统同时进行。

（2）大件道应与主井（或混合井）、副井的提升间和破碎硐室、皮带道的检修场地直接相连，以便运送大件设备并兼作行人之用。

（3）大件道一般采用水平式布置，见图1-5-46。设计应尽量采用直线式，绕道式次之，折返式尽量不用。一般应在大件道中铺设轨道，轨面与地坪在一个平面上。

（4）与主井相通的大件道，平时应予以密闭，仅在使用时打开，以增加通风防尘效果。

（5）大件道与主井（或副井）连接处宜做成双面马头门和宽1m、高2m的绕道，以利于大件设备能顺利地进入大件道，如图1-5-47所示。

（6）当大件道布置成绕道式时，其弯道的曲率半径必须满足最长件设备的通过。

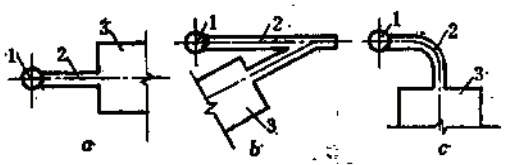


图 1-5-46 水平式布置的大件道

a—直线式；b—折返式；c—绕道式；
1—主井；2—大件道；3—硐室

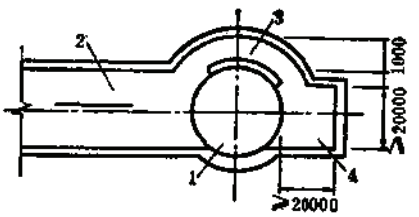


图 1-5-47 大件道与井筒连接示意

1—主井；2—大件道；3—绕道；4—硐室

（7）大件道的断面尺寸应根据最大设备的尺寸、运输方式及便于施工等要求确定，一般可按表1-5-19选用。

大 件 道 断 面 尺 寸 表 (mm) 表 1-5-19

破碎机类型	大件道尺寸（宽×高）
鄂式 600×900	3000×3000
鄂式 900×1200	3500×3500
鄂式 1200×1500	4000×4000
鄂式 1500×2100	4500×4500
旋回 900/150	4000×4000
旋回 1200/150	5000×4000

5.4.2 人行通风天井的设计原则及要求

（1）由于破碎机硐室应设置独立的通风除尘系统，最好从最上一个卸矿硐室至计量硐室专设一人行通风天井，其中从破碎硐室上部溜井转载闸门硐室至计量硐室之间应设置梯子间，作为第二个人行安全出口，同时还应安设通风除尘管道并连接到下部各除尘点。转载闸门以上因无人行，井内可不设管道。

（2）每个卸矿站及其他产尘点均应安设抽风机和除尘设施与天井（或管道）相连

接。天井出口应与最上一个阶段的回风巷相连接。

（3）人行通风井的断面一般不小于2.0×2.0m²，梯子间层距不大于6.0m，梯子角度不大于80°。

（4）人行通风天井内一般不允许设置提升间，若必需设置时，其断面应加大至2.0×3.0m²，与各阶段相通的连接处，必须采取密闭措施。

（5）对于采用平硐溜井开拓系统的露天开采的破碎系统，其人行通风天井可以是垂直的、倾斜的或是水平的，均与地表就近相通，有良好的通风除尘效果。当破碎硐室、皮带硐室已有两个安全出口时，通风天井可不兼作人行，如江西水泥厂，通风天井开设在破碎机硐室拱顶，专做通风用，见图1-5-5。

5.4.3　皮带道的设计原则及要求

（1）露天开采的地下破碎系统大都采用皮带机向料仓给矿；地下开采矿山的破碎系统如不采用矿仓直接向计量装置给矿时，也需采用皮带机向计量装置给矿。此两种情况均需设置皮带道。

（2）皮带中心线应与计量装置或矿仓的受矿中心线一致；皮带道应尽量采用直线布置形式。当总体布置有困难时，可采用两条皮带转载的形式。

（3）皮带道的断面尺寸应根据皮带机的规格及检修方式、人行等要求确定。一般应考虑双侧行人、检修，其中一侧可考虑设轨道并和大件道的轨道连接；此时，除皮带机宽度外，其一侧不小于1.0m，另一侧不小于1.5m（含轨道），其墙高不小于1.6m。

（4）为清理撒矿及排水的方便，皮带道地坪应采用100mm厚的C15混凝土铺设，其纵向坡度（坡向井筒或硐口方向）不小于1%，横向坡度（坡向水沟）为3～5%。水沟应与井筒溢流管连接，将水排至井底；或将水直接排至平硐口外。

5.4.4　变　电　硐　室

（1）破碎机硐室用电负荷集中，故在破碎机硐室附近均需设置变电硐室，其规格与采区变电所相近，可按本篇第六章第六节要求设计。

（2）变电硐室的规格一般为（长×宽×高）：5～8×3～3.5×3.5m³。

（3）破碎机硐室是一个集中产尘点，故变电硐室应布置在入风侧通道旁，并最好将硐室的另一端与破碎硐室连通，以形成通风回路。

5.4.5　除　尘　硐　室

（1）由于破碎机硐室粉尘量大，需专设除尘硐室。除尘硐室应布置在回风道或通风天井附近；因其噪音大且不易密闭，故不宜布置在破碎机硐室内；除尘硐室与回风道或回风天井之间应采用风墙密闭。

（2）在其他较大的产尘点(如卸矿站、转载闸门、皮带道及计量硐室等处)均应设置除尘设施，可采用预埋风管和密闭的办法，利用抽风机产生的负压及湿式旋流器达到防尘及收尘的目的，设计中应考虑管路和设备的安装位置。

（3）除尘硐室的尺寸主要依据设备的外形尺寸及布置方式，同时也应考虑设备的安装及检修的方便。

5.4.6 操 作 硐 室

（1）为确保操作人员的安全和健康，在破碎机硐室内应设置独立的操作硐室，其位置可选在破碎机前面的入风侧，便于观察主要设备运转情况的地方，同时应用玻璃窗与破碎机硐室隔开，并加强室内通风除尘。当无法布置操作硐室时，可在破碎机硐室内设置密闭的操作平台（一般为钢结构）。

（2）操作硐室的规格一般为（长×宽×高）4.5×3.0×3.0m。

5.4.7 计 量 硐 室

（1）计量硐室按给矿方式的不同，可分为皮带给矿与矿仓给矿两种，在矿仓给矿中又分为板式给矿机给矿和闸门给矿两种，目前设计中多采用皮带机给矿的计量硐室。

（2）计量装置在双箕斗提升时多采用裤叉式、在单箕斗提升时则采用仓式结构。

（3）计量硐室处可搭建操作室，各种操作开关及闸阀应尽量设在室内。室内需加强通风。

计量硐室设计见本卷第一章。

5.5 地下破碎机硐室吊车梁设计

5.5.1 吊车梁系统的类型

根据吊车梁与支护或围岩的相互关系，吊车梁系统可分为三大类十种基本形式，如图1-5-48～图1-5-50和表1-5-20所示。

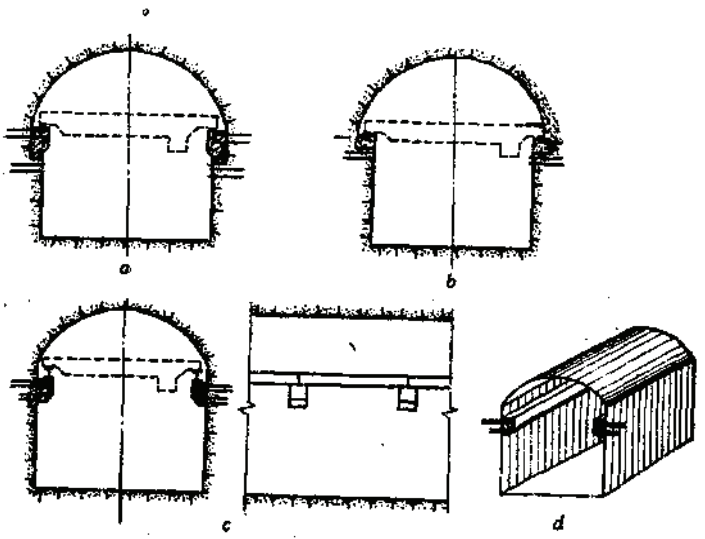


图 1-5-48 岩壁式吊车梁系统

a—岩台钢筋混凝土吊车梁；b—岩台无梁结构；
c—间断锚杆牛腿钢吊车梁；d—连续锚杆牛腿

地下破碎机硐室吊车梁系统类型表 表 1-5-20

类型	项号	基本结构形式	简图号	适用条件	优缺点	工程应用实例
岩壁式	1	岩台-钢筋混凝土吊车梁	图1-5-48a	围岩稳固、整体性好，$f \geq 6 \sim 8$，不采用砌筑支护的硐室，且吊车起重量Q一般不超过50t	以岩台替代柱，充分利用了围岩承载力，工程量少、可大大节省材料和人工。但要求有较好的围岩条件和较高的施工技术	某地下水电站主厂房，围岩为上侏罗纪安山角砾岩，仅拱顶用混凝土支护、吊车$Q=300/30/5$t；梁断面（宽×高）为1.3×2.05m（岩台宽0.9m），用间距0.6m两排ϕ28@0.5～0.1m的锚杆固定于围岩上
	2	岩台-无吊车梁结构	图1-5-48b	围岩条件同上，吊车起重量$Q \leq 30$t		广西大厂长坡锡矿，硐室规格（长×宽×高）31×9×12.33m³，100mm锚喷支护；石灰岩，$f=9 \sim 12$，中等稳固，节理层理发育，原设计为断面0.5×1.0m岩台无梁吊车梁系统，后因施工技术和围岩变化，改为钢吊车梁-钢柱系统
	3	间断锚杆牛腿-钢吊车梁	图1-5-48c	不采用砌筑支护的硐室内，围岩稳固，$f \geq 8 \sim 10$，$Q \leq 20$t	采用锚杆将牛腿固定在岩壁上，充分利用了围岩自承能力和锚杆的抗拉性能，无立柱支撑，能充分利用硐室空间，开挖量较小，节省材料，施工简便。但要求围岩坚固完整，不宜用于大吨位吊车	三山岛金矿，硐室规格（长×宽×高）17×9×10.5m；150mm厚锚喷支护，15t吊车；吊车梁：I45a，$l=4.08$m4根，$l=4.37$m4根；牛腿水平锚杆间距0.25m，5ϕ20～24，长度由2.8～4.0m
	4	连续锚杆牛腿梁	图1-5-48d	围岩条件同上，$Q \leq 30$t		荆襄磷矿矿务局刘冲矿，围岩为稳定的、无水、节理不发育的花岗片麻岩，硐室规格（长×宽×高）18×9.4×11.2m，100mm喷射混凝土支护；15t吊车；牛腿断面（宽×高）0.7×1.26m。1978年建成，使用良好
砌体式	5	肋拱悬挑牛腿梁	图1-5-49a	围岩稳定性较好，$f \geq 6$，采用硐顶肋拱半衬砌、$Q \leq 30$t	开挖量较小，节省材料，但硐室必须开挖成蘑菇形断面，施工较复杂，目前使用不多	某地下水电站主厂房，围岩为中粗粒斑状花岗岩，吊车$Q=50$t

续表

类型	项号	基本结构形式	简图号	适用条件	优缺点	工程应用实例
砌体式	6	直墙间断式牛腿-吊车梁	图 1-5-49b	在采用全砌筑支护的硐室内，$Q\leqslant 20t$	牛腿与直墙同时砌筑成一体，施工较简便，充分利用硐室空间，省材料，不受围岩条件限制，但不宜用于大吨位吊车	金川镍矿东主井破碎系统，硐室规格(长×宽×高) 16.2×8×10m³；500mm钢筋混凝土支护，15t吊车；吊车梁：I45a，$l=5.2$m4根，$l=5.4$m2根；牛腿断面(长×宽×高)665×400×(350+350) mm³
	7	直墙连续式牛腿梁	图 1-5-49c	在采用全砌筑支护的硐室内，Q一般$\leqslant 30t$		
梁柱式	8	钢筋混凝土梁-钢筋混凝土柱	图1-5-50a	适用条件不限	不受围岩条件和吊车吨位限制，节省钢材，成本低于钢梁柱系统，但施工复杂，梁柱占据空间大，开挖工程量大	永登水泥厂大闹子石灰石矿，硐室规格(长×宽×高)27×12×18m，0.4m钢筋混凝土支护，50/10吨电动双钩桥式吊车，6m跨T形梁，高1.2m，上宽0.5m，6根，按标准图集选用，4根4.5m跨的梁需设计(腹板厚0.3m)，柱断面：1.2×0.5m。程潮铁矿
	9	钢吊车梁-钢柱	图1-5-50b	适用条件不限	不受围岩条件和吊车吨位限制，施工简便，但钢材耗量大，开挖工程量大	南京梅山铁矿、小官庄铁矿、西石门铁矿、金山店铁矿、大厂长坡锡矿等，硐室均为锚喷支护
	10	钢吊车梁-钢筋混凝土柱		适用条件不限	优缺点介于上述两种型式之间	南芬铁矿、吊车$Q=50/10t$，吊车梁为1.2m高的焊接组合I形梁，柱结构见表1-5-18

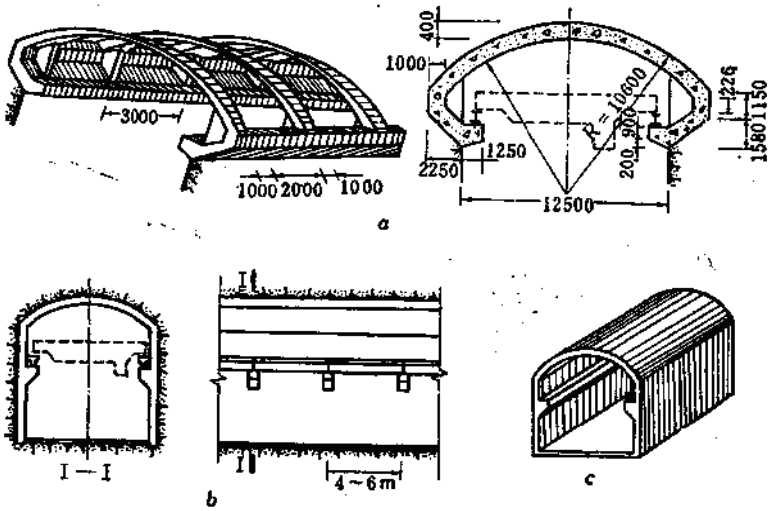


图 1-5-49　砌体式吊车梁系统

a—肋拱悬挑牛腿吊车梁；b—间断式牛腿支承吊车梁，c—连续式牛腿吊车梁

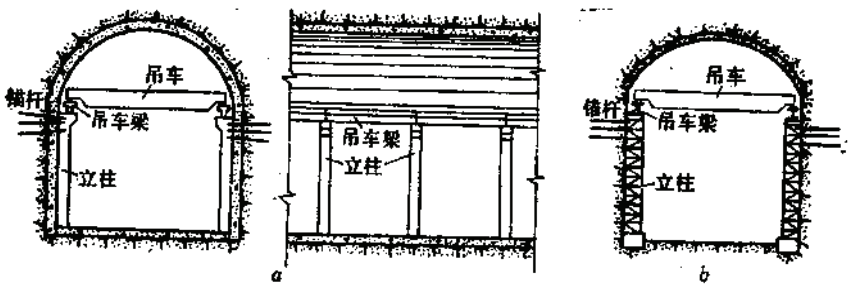


图 1-5-50　梁柱式吊车梁系统

a—钢筋混凝土吊车梁柱系统，b—钢吊车梁柱系统

5.5.2　吊车梁系统标准荷载计算

5.5.2.1　吊车梁上的吊车荷载

吊车梁所承受的荷载有竖向荷载和水平荷载；水平荷载又分为横向和纵向两种。

（1）吊车梁上竖向标准荷载F_{vk}按下式求得：

$$F_{vk}=\alpha_0 n P_{m.x}^{k} \tag{1-5-5}$$

式中　α_0——动力系数，对轻、中级工作制软钩吊车，$\alpha_0=1.1$；对硬钩吊车，当为钢吊车梁时，$\alpha_0=1.1$，当为钢筋混凝土梁时，$\alpha_0=1.3$；

n——吊车的超载系数，取$n=1.3$；

$P_{m.x}^{k}$——吊车最大标准轮压，kN。

（2）由吊车制动产生的纵向水平荷载，应按作用在一侧轨道上所有刹车轮的最大轮压之和的10%采用，即

$$F_{zk}=0.1n_0P^k_{max} \tag{1-5-6}$$

式中 F_{zk}——吊车纵向水平标准荷载，kN；

n_0——一侧轨道上刹车轮数，取吊车一侧轮数之半（如为一台四轮吊车时，$n_0=1$）。

该项荷载的作用点位于刹车轮与轨道的接触点，方向与轨道一致。

（3）由吊车的制动小车制动所产生的横向标准水平荷载F_{xk}按下列公式计算：

对软钩吊车
$$F_{xk}=\frac{Q+G}{20n_1} \tag{1-5-7}$$

对硬钩吊车
$$F_{xk}=\frac{Q+G}{10n_1} \tag{1-5-8}$$

式中 G——制动小车自重，kN；

n_1——每台吊车一侧轨道上的轮数；

Q——吊车额定最大起重量，kN。

该项荷载由一侧轨道上的各车轮平均传至轨顶，方向与轨道垂直，并考虑正反两个方向刹车情况。

5.5.2.2 吊车梁上的标准恒载

按竖向荷载计算实腹式吊车梁的截面弯矩和剪力时，应考虑吊车梁的自重及其上的轨道和连接件、制动结构、支撑、走道板活载等的重量。

钢筋混凝土吊车梁：其自重按实际截面确定，并按沿全长均匀分布；梁顶以上的混凝土垫层、轨道及连接件重量可近似地按1.5～2kN/m取用；当采用标准图集时，可按选用的吊车梁连接件标准图，根据吊车计算轮压范围确定。

钢吊车梁：其上的均布荷载可近似地将吊车竖向荷载乘以表1-5-21中的系数β_p值得到。

系数β_p值 表1-5-21

吊车梁跨度（m）	4	6	9	12	15	≥18
β_p	1.02	1.03	1.04	1.05	1.06	1.07

5.5.2.3 吊车梁上的“扭矩荷载”

吊车竖向荷载和横向水平荷载对吊车梁横向截面的弯曲中心是偏心的（图1-5-51）故对梁产生“扭矩荷载”。每个车轮产生的标准扭矩荷载按下式计算：

$$T_k=0.7(a_0nP^k_{max}e_1+F_{zk}e_2) \tag{1-5-9}$$

$$e_2=h_a+y_a$$

$$y_a=\frac{\Sigma I_{yi}h_i}{\Sigma I_{yi}}$$

式中 T_k——标准扭矩，N·m；

0.7——扭矩计算组合系数；

e_1——吊车轨道对吊车梁横截面弯曲中心的偏心矩，一般取$e_1=0.02$m；

e_2——吊车横向水平荷载对梁横截面弯曲中心的偏心矩，m；

I_{yi}——梁横截面每一分块对y轴的惯性矩，m^4；

y_a——吊车梁横截面弯曲中心至梁顶面的距离，m；

h_i——梁横截面每一分块面积的形心到梁顶的距离，m。

可见，吊车梁是重复受力的双向弯曲的弯、剪、扭构件，如图1-5-52所示。

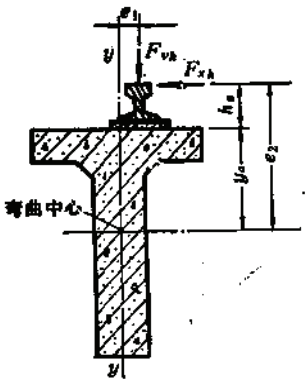


图 1-5-51　“扭矩荷载”计算图

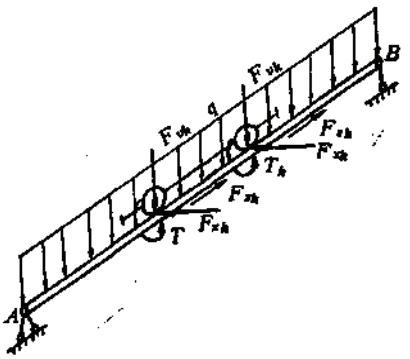


图 1-5-52　吊车梁受力状态示意图

5.5.2.4　作用于柱上的荷载

由吊车梁传到柱（或牛腿）上的荷载亦分为竖向和水平方向荷载。

（1）吊车梁上的最大轮压引起的最大支座反力（按简支梁计算）即为柱上的最大竖向荷载。因吊车是移动的，故须利用梁的支座反力影响线求算，由图1-5-53所示的吊车位置即可求出中间柱的最大竖向荷载；同理可求出柱上的最小竖向荷载，此时只需将最大轮压换为最小轮压即可。

（2）当吊车的两端用钢板（或角钢）与柱连接时，吊车梁上的横向水平荷载通过钢板（或角钢）传到柱上，即为柱承受的横向水平荷载，其求算方法与求柱的最大竖向荷载相同。对柱上的横向水平荷载也应考虑左右两个方向刹车情况。

（3）吊车的纵向水平荷载F_{xk}亦通过吊车梁传到柱上去。一般硐室内的吊车梁两端均顶到两端墙上，柱亦紧贴在墙上，且有锚杆和边墙相连，构成整体，具有较大的刚度，故纵、横向水平荷载在柱的内力计算中可略去不计。

柱上承受的吊车荷载如图1-5-54所示，其中e为最大竖向荷载作用线（轨道中心线）与柱中线的距离。

柱上除承受吊车荷载外，还承受着梁上的恒载和柱的自重。柱的自重沿柱高呈不均匀分布（为上尖的三角形图形），应根据柱的实际截面和材料求得。

间断式牛腿上荷载的确定同柱上荷载的求法。连续式牛腿梁上荷载的确定见5.5.6.1。

5.5.3　吊车梁及柱的内力计算

内力计算包括：最不利吊车荷载位置的确定；梁在竖向荷载及横向水平荷载作用下的最大弯矩、最大剪力和最大扭矩的设计值计算。

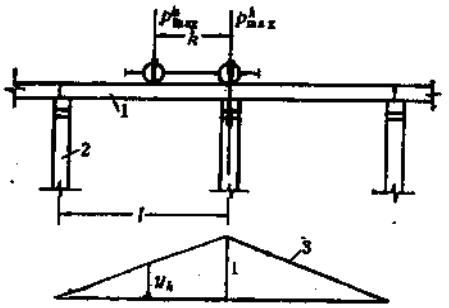


图 1-5-53 柱上荷载计算图

1—吊车梁；2—柱；3—吊车梁支座反力影响线

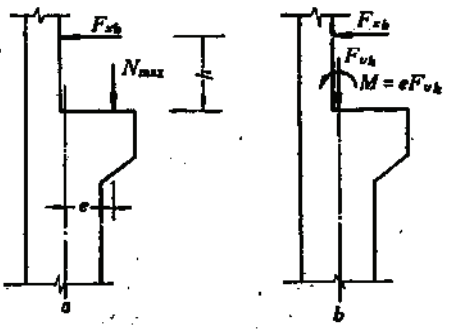


图 1-5-54 吊车柱上的荷载

5.5.3.1 梁在竖向荷载（吊车荷载和恒载）作用下的最大设计弯矩、设计剪力

（1）竖向吊车荷载作用下梁的最大设计弯矩M^d_{max}按下式计算：

$$M^d_{max}=kF_dl \tag{1-5-10}$$

最大弯矩的截面位置C与支座的距离为βl。

支座处最大设计剪力V^d_{max}按下式计算：

$$V^d_{max}=k_0F_d \tag{1-5-11}$$

$$F_d=\gamma_0\gamma_GF_{vk} \tag{1-5-12a}$$

式中 F_d——竖向设计荷载，N；

γ_0——结构重要性系数，安全等级取二级，$\gamma_0=1.0$；

γ_G——永久荷载分项系数，$\gamma_G=1.2$；

l——梁的计算跨度，m；

k、k_0、β——内力计算系数，根据不同适用条件，按α值由表1-5-22中相应公式求得。

$$\alpha=K_a/l \tag{1-5-12b}$$

式中 K_a——吊车轮距，由吊车规格确定，m。

最大设计弯矩截面位置相应的设计剪力V^F_c为：

当$\alpha<0.586$时 $V^F_c=(2-\alpha-2\beta)F_{vR}\gamma_0\gamma_G$ (1-5-13)

当$\alpha\geqslant0.586$时 $V^F_c=(1-\beta)F\gamma_0\gamma_G$ (1-5-14)

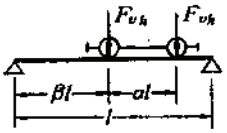
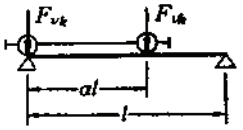
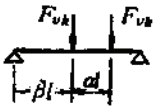
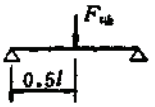
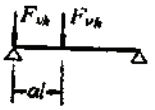
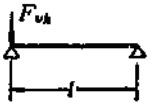
（2）恒载作用下梁的内力。只须计算吊车荷载的最不利截面位置对应的设计弯矩M^q_c和剪力V^q_c、支座剪力V^q即可，分别按下列公式计算：

$$M^q_c=\frac{1}{2}ql^2\beta(1-\beta) \tag{1-5-15}$$

$$V^q_c=\frac{1}{2}ql(1-2\beta) \tag{1-5-16}$$

$$V^q=\frac{1}{2}ql \tag{1-5-17}$$

k、β及k_0的计算公式表　　表 7-5-22

简图				
图				
适用条件	$\alpha<0.586$	$\alpha\geqslant0.586$	$\alpha<1$	$\alpha\geqslant1$
β	$\frac{1}{4}(2-\alpha)$	0.5		
k	$2\beta^2$	0.25		
k_0			$2-\alpha$	1

注：1.表图中 F_{vk} 为吊车竖向荷载 $\alpha_0 nP^k_{max}$，也可代之于横向水平荷载 F_{xk} 和扭矩荷载T_k，可根据不同的计算要求采用。

2.本表适用于单台吊车情况。

$$q=\gamma_0\gamma_G q_k$$

式中　q——梁上的恒载设计值，N/m；

q_k——梁上的恒载标准值，N/m；

（3）吊车梁的最大设计内力值。吊车梁在竖向荷载作用下的最大弯矩 M_{max} 和最大剪力V_{max}为：

$$M_{max}=M^d_{max}+M^q_c \tag{1-5-18}$$

$$V_{max}=V^d_{max}+V^q \tag{1-5-19}$$

最不利截面处的剪力V_c为：

$$V_c=V^q_c+V^F_c \tag{1-5-20}$$

5.5.3.2　吊车横向水平荷载作用下梁在水平方向的最大弯矩和最大剪力

（1）当吊车梁无制动结构时，求法与前述求梁在竖向吊车荷载作用下最大内力方法相同，仍采用式（1-5-10）和式（1-5-11）及表1-5-22计算，只是将公式和表中的F_{vk}改为吊车的横向水平荷载F_{xk}。

（2）地下硐室内的钢吊车梁，一般不需专设制动结构，可在每根梁的外边翼缘板上均匀的安设（间距≤0.8m）钢筋砂浆锚杆或角钢与侧墙相连，以作制动之用和加强梁的稳定性。

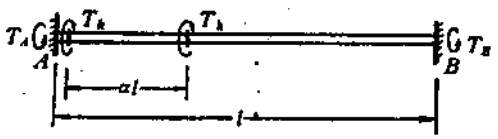


图 1-5-55　扭矩计算示意图

5.5.3.3　吊车梁的最大扭矩

吊车梁在一组移动“扭矩荷载”（仅一台吊车运行）作用下，最大扭矩发生在近支座截面处，故求支座最大反扭矩时，方法与求支座最大剪力相同，可采用公式（1-5-11）和表1-5-22，只需将F_{vk}换成扭矩荷载T_k即

可。此时吊车轮子的最不利位置与发生支座最大剪力时的轮子位置一样，如图1-5-55所示。计算扭矩时，按梁两端固定考虑。

5.5.3.4 柱子的内力计算

柱子的内力计算，是根据柱子上吊车荷载、恒载的不同状况，按轴心受压构件或偏心受压构件计算。地下硐室内的立柱一般按悬臂柱考虑。当柱子用锚杆（或钢筋）与岩体（或砌体）相连接时，柱子可按上端铰结、下端固定的情况考虑，此时柱子为一次超静定结构。

5.5.4 钢结构吊车梁、柱设计

5.5.4.1 焊接实腹式组合工字形截面吊车梁

钢结构吊车梁按其构造可分为型钢梁、实腹式焊接组合梁和格构式梁三种。型钢梁可用做单轨吊车梁；格构式吊车梁因加工制作复杂，很少采用。实腹式焊接组合梁由于结构简单，制作方便，应用最为广泛，其材料常用3号钢或16Mn钢。

地下破碎机硐室中仅有一台吊车，供设备的安装和检修，属轻型工作制。吊车梁一般应设计成简支梁；连续梁虽可节省材料，但构造制作较复杂，且对支座沉陷较为敏感，很少采用。

1. 截面选择

1）确定截面高度的条件

（1）梁的经济高度（腹板高度）：

$$h_j \approx 7\sqrt[3]{W} - 300 \tag{1-5-21}$$

$$W = \frac{cM_{max}}{f}$$

式中 W——梁的截面抵抗矩，mm^3；

f——钢材的抗弯设计强度，N/mm^2；

c——系数，当吊车起重量$Q<50t$时，$c=1.1$；当吊车起重量$Q\geqslant 50t$时，$c=1.1\sim1.2$。

（2）刚度要求（即最小高度h_{min}）：

$$h_{min} = 0.8fl\frac{l}{[v]}\times10^{-6} \tag{1-5-22}$$

式中 l——梁的跨度，mm；

$[v]$——梁的允许挠度值，mm。

（3）建筑净空条件许可的最大可能高度h_{max}。所选择的梁高度h应满足以下要求：

$$h_{max}\geqslant h\geqslant h_{min}$$

且尽可能使梁高度等于经济高度，即$h\approx h_j$。

2）腹板厚度确定

吊车梁腹板厚度t_w可按表1-5-23选用，亦可按下列公式确定。

（1）按经验公式计算：

简支吊车梁腹板厚度参考表　　表 1-5-23

吊车梁高度 h (cm)	60～100	120～160	180～240
腹板厚度 t_w (mm)	8～10	10～14	14～18

$$t_{w1}=\frac{1}{11}\sqrt{h_0} \tag{1-5-23}$$

（2）按支座处剪应力计算：

$$t_{w2}=\frac{1.2Q_{max}}{h_0 f_v} \tag{1-5-24}$$

式中　h_0——梁的腹板计算高度，mm；

Q_{max}——支座处最大剪力，N；

f_v——钢材的抗剪设计强度，N/mm²。

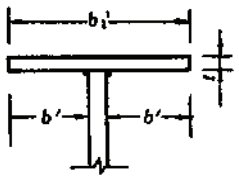


图 1-5-56　翼缘构造尺寸

实际采用的腹板厚度t_w应取t_{w1}和t_{w2}中的较大者，且一般为$8\leqslant t_w\leqslant 22$mm。

（3）翼缘尺寸确定。吊车梁翼缘（单层，图1-5-56）面积A可近似地按下列公式计算：

$$A=b_1 t=\frac{W}{h_0}-\frac{1}{6}h_0 t_w \tag{1-5-25}$$

翼缘厚度 t 一般为$8\leqslant t\leqslant 40$mm，其宽度b_1应按稳定、连接构造（固定轨道和制动结构）及受力等要求确定，一般 $b_1\approx\left(\frac{1}{3}\sim\frac{1}{5}\right)h_0$，且$\frac{h}{2.5}\geqslant b_1\geqslant 200$mm；当上翼缘轨道用压板连接时，$b_1\geqslant 300$mm；受压翼缘的自由外伸宽度与其厚度$t$之比为：$\frac{b}{t}\leqslant 15\sqrt{235/f_y}$（$f_y$为钢材屈服强度N/mm²，$b$、$t$单位为mm）；

2．强度验算

1）跨中截面正应力验算

（1）上翼缘的正应力σ按无制动结构时计算

$$\sigma=\frac{M_x}{\gamma_x W_{nx}^s}+\frac{M_{y1}}{\gamma_y W_{ny}}\leqslant f \tag{1-5-26}$$

（2）下翼缘的正应力按下式计算：

$$\sigma=\frac{M_x}{\gamma_x W_{nx}^x}\leqslant f \tag{1-5-27}$$

式中　M_x——跨中最大弯矩，N·m；

W_{nx}^s、W_{nx}^x——吊车梁对x轴上、下部纤维的净截面抵抗矩，m³；

W_{ny}——吊车梁上翼缘截面对y轴的净截面抵抗矩，m³；

γ_x、γ_y——截面塑性发展系数，见公式（附-3-1）；

M_{y1}——横向水平荷载作用下梁在水平方向产生的最大弯矩，N·m；

f——钢材的抗弯强度设计值，MPa。

2）吊车梁支座处截面剪应力τ的计算

（1）当为平板式支座时：

$$\tau=\frac{V_{max}^{d}S_{x}}{I_{x}t_{w}}\leqslant f_{v} \tag{1-5-28}$$

（2）当为突缘式支座时：

$$\tau=\frac{1.2V_{max}^{d}}{t_{w}h_{0}}\leqslant f_{v} \tag{1-5-29}$$

式中 f_v——钢材的抗剪强度设计值，MPa；

S_x——计算剪力处以上（或以下）毛截面对中和轴的面积矩，m^3；

I_x——计算处截面对x轴的毛截面惯性矩，m^4；

其他符号意义同前。

3）腹板局部压应力及梁中同时承受有较大的正应力σ、较大的剪应力τ和局部压应力σ_c时（如吊车梁翼缘截面改变处或连续梁支座处），折算应力的计算见公式（附-3-3）和（附-3-5）。

3．稳定性验算

1）稳定性验算

整体稳定性验算见公式（附-3-8）。符合下列条件之一时，可不验算梁的整体稳定性：

（1）设有制动结构时。

（2）无制动结构的工字形截面简支梁，当受压翼缘的自由长度l_1与其宽度b_1之比不超过表附-3-8所规定的数值时。

吊车梁局部稳定及加劲肋的设置和计算见附录3.2.3节。

2）支承加劲肋计算

支承加劲肋可分为平板式和突缘式支座加劲肋两种，见图1-5-57。

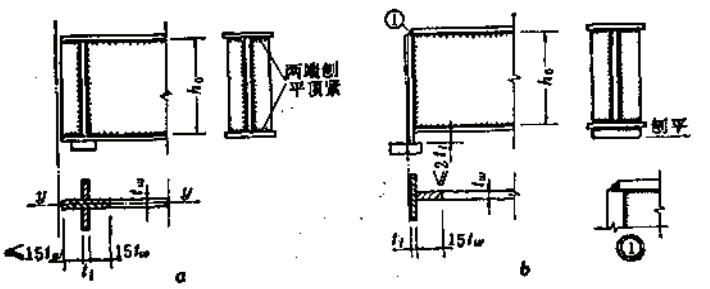


图 1-5-57 支承加劲肋

a—平板式支座；b—突缘式支座

吊车梁支承加劲肋在腹板平面外的稳定性按下式计算：

$$\sigma=\frac{R_{max}}{\varphi A_{jb}}\leqslant f \tag{1-5-30}$$

式中　R_{max}——支座最大反力，N；

A_{jb}——把支座加劲肋视为轴心受压构件时的计算面积，包括支座加劲肋和其两侧或一侧$15t_w$范围内的腹板面积，mm^2；

φ——根据长细比$\lambda_y=\frac{h_0}{r_y}$决定的稳定系数，按《钢结构设计规范GBJ17-87》附录确定。

支承加劲肋的端部按下式计算其端面承压应力：

$$\sigma_{ce}=\frac{R_{max}}{A_{ce}}\leqslant f_{ce} \tag{1-5-31}$$

式中　A_{ce}——端面承压面积，即支承加劲肋与下翼缘或柱肩梁顶面接触处的净面积，mm^2。

f_{ce}——端面承压强度设计值，N/mm^2。

对突缘式支座按公式（1-5-31）验算端面承压应力时，必须保证伸出端长度不大于$2t'$（图1-5-57）。

4．挠度验算

等截面简支吊车梁的挠度可近似地按下式计算：

$$v_{max}=\frac{M_{max}l^2}{10EI_x}\leqslant[v] \tag{1-5-32}$$

式中　v_{max}——吊车梁的最大挠度值，m；

M_{max}——吊车梁竖向荷载（不计动力系数）和吊车梁、轨道等自重所产生的跨中最大弯矩，N·m；

I_x——跨中毛截面惯性矩，m^4；

$[v]$——容许挠度值，m，见表附-3-7。

地下硐室吊车梁属轻级工作制，不需作疲劳验算。

5．连接和构造

1）吊车梁翼缘与腹板的连接焊缝计算

见公式（附-3-46）。

2）支承加劲腹与腹板连接焊缝计算

（1）当为平板式支座时：

$$h_e=\frac{R_{max}}{0.7nl_ff_f^w} \tag{1-5-33}$$

（2）当为突缘式支座时：

$$h_e=\frac{1.2R_{max}}{0.7nl_ff_f^w} \tag{1-5-34}$$

式中　n——焊缝条数；

l_f——焊缝计算长度，取支座处腹板全高h_0减去$2h_e$，m；

h_e——焊缝有效厚度，m。

当计算所得的$h_e<0.7t_w$时，取$h_e=0.7t_w$，且不小于0.6cm，t_w为腹板厚度。当为突缘支座且厚度$t\geqslant14$mm时，腹板应剖口加工，以保证焊缝焊透。

3）加劲肋的构造与连接要求

（1）吊车梁横向加劲肋的上端应与上翼缘刨平顶紧，中间横向加劲肋的下端宜在距受拉翼缘50～100mm处断开。

（2）横向加劲肋与上翼缘相接处，应做成宽约$\frac{b'}{3}$（但$\not>40$mm）、高约$\frac{b'}{2}$（但$\not>60$mm）的斜角，如图附-3-2所示。

（3）当同时采用横向和纵向加劲肋时，其焊缝相交处应留缺口，以免形成焊接过热区。

4）吊车梁的翼缘板和腹板的拼接构造要求

（1）翼缘板和腹板的拼接均应采用加引弧板的对接焊缝。

（2）翼缘板的对接焊缝一般采用自动焊直缝对接，当下翼缘对接焊缝位于跨中的$\frac{1}{3}$跨度范围内时，宜采用45°～55°斜缝对接。

（3）翼缘或腹板的工厂拼接接头不应设在同一截面上，应尽量错开（间距≥200mm），接头位置宜设在距支座约$\frac{l}{3}$～$\frac{l}{4}$范围内。

（4）引弧板的材质、厚度和剖口等要求与主材相同。

6．制动结构

根据地下硐室的特殊条件，制动结构可采用下列简单的制动结构型式，它们具有施工简单、节省钢材等优点。

（1）砂浆锚杆制动结构。锚杆焊接在吊车梁上翼缘上，锚杆直径不宜小于20mm，间距不宜大于0.8m，各锚杆之间焊上支撑斜锚杆，锚固深度一般为1 m左右，如图1-5-58 *a*所示。

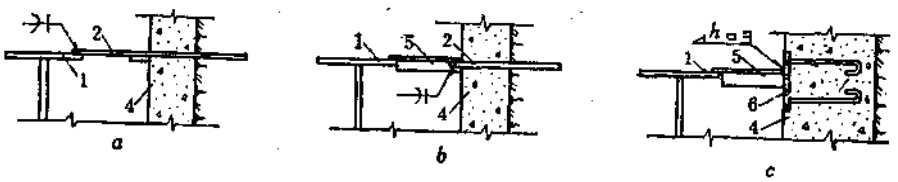


图 1-5-58 制动结构示意图

a—锚杆制动结构；*b*、*c*—角钢制动结构；

1—吊车梁上翼缘；2—锚杆；3—连接钢板；4—边墙；5—角钢；6—预埋钢板

（2）角钢制动结构。角钢的两端分别焊在吊车梁上翼缘和预埋的锚杆或预埋钢板上，角钢之间焊上斜杆，对锚杆的要求基本同上，见图1-5-58*b*、*c*。

5.5.4.2 型钢吊车梁

型钢吊车梁适于梁跨度$l\leqslant6$m、吊车吨位$Q\leqslant15$t的硐室，一般与单独式牛腿配合使用。

型钢吊车梁设计的一般规定如下：

（1）型钢吊车梁一般采用普通工字钢或带有加强翼缘的型钢组合梁。

（2）所有加强翼缘的钢板或角钢宜用较薄的连续焊缝与上翼缘相连接。

（3）型钢梁的使用跨度较小，一般不再设上翼缘平面的制动结构，当一旦需要时，可在上翼缘平面外设侧向支承点，以保证梁的稳定，这是适合地下工程特点的一种较经济的方法。

（4）对普通热轧工字钢，一般不验算腹板的局部稳定性，但构造上宜在支座处设端部加劲肋。当有加强的上翼缘时，可按间距不大于2.5h设置腹板中间横向加劲肋（h为梁高），加强翼缘通过横向加强肋与腹板相连接。

（5）普通热轧工字钢梁，当用于$Q\leqslant10$t的桥式吊车时，一般可不验算由轮压引起的梁腹板局部应力σ_c。

（6）型钢梁的截面强度验算、整体稳定性及变形计算按5.5.4.1进行。

5.5.4.3　钢吊车柱

1．钢结构柱设计的一般规定

1）钢结构柱的构造

钢结构柱由柱肩、柱身和柱脚组成。柱身一般为等截面结构，分实腹柱（图1-5-59）和格构柱两种。因格构柱占的空间大和防腐处理难于解决，故在地下工程中不宜采用，对大吨位的吊车建议采用钢筋混凝土现浇柱。

2）实腹柱截面尺寸确定

柱的截面尺寸应根据其刚度和构造要求，参考类似设计资料选取。当无类似实例资料参考时，可按下式估算（图1-5-60）：

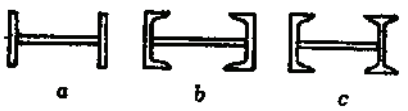


图 1-5-59　实腹式柱截面形式

a、b—用于$Q\leqslant15$t；c—用于$Q\leqslant20$t

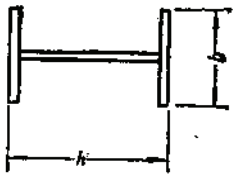


图 1-5-60　柱截面尺寸

$$h=\alpha_1 H \qquad (1\text{-}5\text{-}35)$$
$$b=\beta_1 h$$

式中　H——柱全高，m；

α_1、β_1——分别为截面的高度及宽度系数，$\alpha_1=\frac{1}{14}\sim\frac{1}{18}$，$\beta_1=0.3\sim0.55$，当荷载较大或$H$较小时，$\alpha_1$取较大值，反之取较小值；当$h$越小或柱距较大时，$\beta_1$取较大值，反之取较小值。

按上述确定的b值，一般不宜小于300mm。

3）柱子的计算高度和容许长细比

（1）柱子的计算高度H_0按下式确定：

$$H_0=\mu_1 H \tag{1-5-36}$$

式中 μ_1——计算高度系数，当柱子上下端均为铰接时$\mu_1=1.0$；当柱上端铰接下端固定时$\mu_1=0.7$；当柱子上端自由下端固定时$\mu_1=2.0$。

（2）柱子的长细比不应超过150。

4）柱子的间距

柱子的纵向间距一般取6m，遇到特殊情况也可取4～9m。柱子横向间距应满足安装、检修及工艺要求，且尽可能地布置在同一横向轴线上。每列柱中，柱子的间距宜相等，以减少构件类型及方便施工。

5）柱设计的一般规定

吊车梁柱一般均系偏心受压构件，分别按两种情况考虑：

（1）当吊车梁为突缘支座时，见图1-8-57，可不考虑支座反力沿硐室纵向对柱子的偏心影响，只考虑沿硐室横向的影响，并按此计算强度、验算柱子平面内和平面外的稳定性。

（2）当吊车梁为平板式支座时，应考虑相邻两吊车支座反力差所产生的沿硐室纵向弯矩M_y的影响，见图1-5-61。此时，柱子应按双向偏心受压构件计算其强度、验算平面内、平面外的稳定性。

2．柱子的强度和稳定性计算

柱子的强度和稳定性计算见附录3.4。

柱身的局部稳定及构造要求如下：

（1）焊接工字形柱截面如图1-5-62所示，其翼缘外伸宽度b_1和b_2与厚度t的比值按附录3.5中的要求。

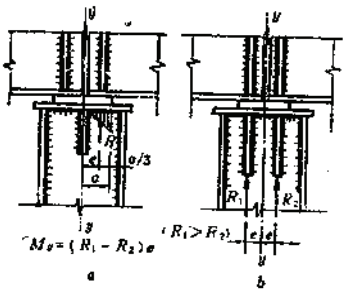


图 1-5-61 支座反力对柱的偏心影响

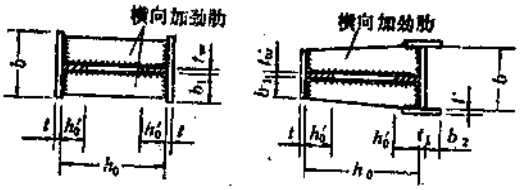


图 1-5-62 工字形截面柱

（2）实腹式柱截面的高厚比$\frac{h_0}{t_w}$在30～120之间，一般取75左右，但需满足公式（表附-3-32）和（表附-3-33）的要求；当不满足上述要求时，需按附录3.5中（4）执行。

（3）当实腹柱的腹板高厚比$\frac{h_0}{t_w}>80$时，应设置成对布置的横向加劲肋，见图1-5-62，其间距不得大于$3h_0$，且每个运送单元的横向加劲肋数不宜少于两对。

横向加劲肋的尺寸，可参考下列数值选用：

外伸宽度 $b_l=\frac{b}{3}\sim\left(\frac{b}{2}-\frac{t_w}{2}\right)$，且 $b_L\geqslant100$mm；

设计中一般取 $b_l=\frac{b}{2}-\frac{t_w}{2}$。

厚度 $t_l=\frac{t_w}{2}$，且6mm≤t_l<12mm。

当有其他集中荷载作用于柱上时，应在荷载作用处按上述要求设置横向加劲肋。当集中荷载较大时，横向加劲肋厚度可适当增加2～4mm，或由计算确定。

（4）实腹式柱腹板截面积与柱全截面积之比为0.3～0.6，一般取0.4左右。腹板厚度一般可比翼缘厚度薄，但不宜小于8mm。翼缘板厚度 t 一般为10～14mm。

（5）实腹式柱的翼缘板与腹板的连接焊缝厚度可参考表1-5-24选用。

翼缘板与腹板的连接焊缝厚度表（mm）　　表 1-5-24

柱腹板厚度	连接焊缝厚度
8～10	6
12～16	8～10
18～25	10～12
≥28	12～14

注：对柱脚、柱肩处的连接焊缝，一般应加厚2mm，在受有很大集中荷载处尚应根据荷载情况，由计算确定。

3．柱肩的构造

（1）实腹柱肩一般按构造要求确定，其腹板在顶部范围内应适当加厚，通常取 $t_b=t_w+4\sim6$mm。平板式吊车梁的实腹式柱肩结构见图1-5-63。在柱顶腹板上与吊车梁支承加劲肋相应处应增设短加劲肋，并应按吊车梁最大支座反力计算其端面承压应力和连接焊缝强度。短加劲肋的宽度和厚度可按吊车梁支承加劲肋尺寸确定；其高度不宜小于500mm，且上端应刨平顶紧上盖板。

（2）柱肩上盖板的尺寸应比柱截面尺寸略大，以便于焊接，其厚度通常为16～20mm。

4．柱脚的构造及计算

1）柱脚设计的一般规定及构造要求

（1）实腹式柱一般采用整体柱脚，如图1-5-64所示。

（2）为不占室内空间、防止柱脚被碰坏及锈蚀，柱脚宜设在地坪以下，用 $C_{7.5}\sim C_{10}$ 混凝土浇注。

（3）柱脚底板的尺寸和厚度由计算确定，其厚度一般不得小于20mm。当底板平面尺寸较大时，为便于底板以下二次浇灌混凝土，应在其上开数个直径100mm的孔，孔的布置应根据柱脚构造及底板尺寸确定，孔的间距宜为0.5～0.7m。

（4）靴板的高度和厚度由计算确定，但其构造高度不宜小于0.4m；构造厚度不宜小于10mm；宽度应与柱翼缘和底板相协调。

（5）加劲肋的截面也应按计算确定，端加劲肋的高度一般与靴板相同，中间加劲肋的高度一般为靴板高度的 $\frac{2}{3}$。

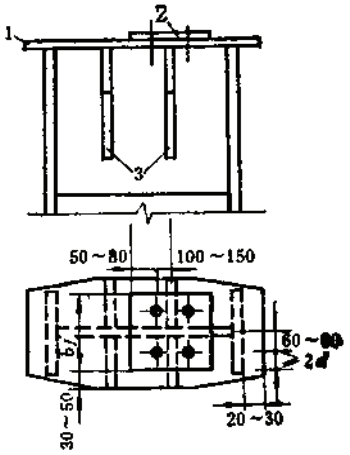


图 1-5-63 柱肩结构

1—上盖板；2—垫板；3—加劲肋

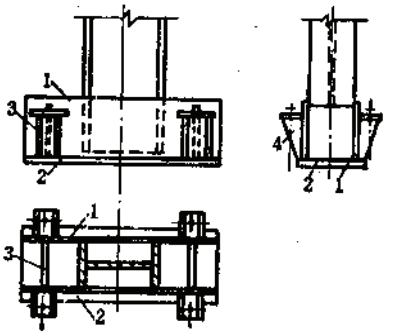


图 1-5-64 整体式柱脚

1—靴板；2—底板；3—端加劲肋；4—锚栓支承加劲肋

（6）锚栓直径由计算确定，一般为30～75mm。锚栓支承托座的高度应按锚栓受拉所需的焊缝长度来确定，且应与靴板相协调；支承托座顶板的厚度根据荷载大小确定，一般为20～40mm；支承加劲肋的板厚不宜小于12mm。

（7）锚栓垫板的厚度一般大于20mm；当为3号钢时取0.5d，当为16Mn钢时取0.4d，d为锚栓直径。

2）柱脚计算

（1）柱脚底板宽度：

$$B = b + 2t_c + 2C \tag{1-5-37}$$

式中 b——柱子的截面宽度，mm；

t_c——靴板厚度或底板处其他横向构件尺寸，mm；

C——边距，一般取20～50mm。

（2）底板长度 L，由混凝土基础的抗压强度条件确定，对整体式柱脚为：

$$\sigma_{max} = \frac{N}{BL} + \frac{6M}{BL^2} \leqslant f_{cc} \tag{1-5-38}$$

式中 M、N——使柱底板一边产生最大压应力的柱子最不利组合的弯矩和轴向力，N·m、N；

f_{cc}——混凝土的轴心抗压强度设计值，MPa；

B——底板宽度，m。

当柱脚底板面积与接触处柱基顶部之面积两者相差较大时，f_{cc}可用混凝土的局部承压强度代替。

（3）底板厚度 t 按下式计算：

$$t \geqslant \sqrt{\frac{6M_{max}}{f}} \tag{1-5-39}$$

式中 M_{max}——根据柱底板下的反力和底板的支承条件，分别按四边支承板、三边支承

板、简支板及悬臂板计算所确定的最大弯矩，N·m，可按下列公式计算：

对四边支承板：

$$M_1=\alpha\sigma a_1^2 \tag{1-5-40}$$

对三边和两边相邻边支承板：

$$M_2=\beta\sigma a_2^2 \tag{1-5-41}$$

对简支板：

$$M_3=\frac{1}{8}\sigma a_3^2 \tag{1-5-42}$$

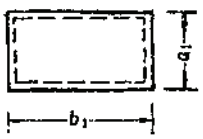
对悬臂板：

$$M_4=\frac{1}{2}\sigma a_4^2 \tag{1-5-43}$$

式中　σ——计算区段内底板下基础的最大均布反力，N/m²；

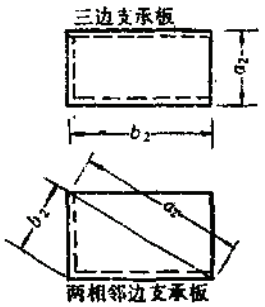
α、β——分别为与$\frac{b_1}{a_1}$、$\frac{b_2}{a_2}$有关的系数，见表1-5-25和表1-5-26；

系　数　α　　表 1-5-25



b_1/a_1	1.0	1.1	1.2	1.3	1.4	1.5
α	0.048	0.055	0.063	0.069	0.075	0.081
$\frac{b_1}{a_1}$	1.6	1.7	1.8	1.9	2.0	>2.0
α	0.086	0.091	0.095	0.099	0.102	0.125

系　数　β　　表 1-5-26



$\frac{b_2}{a_2}$	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8
β	0.027	0.044	0.060	0.075	0.087	0.097
$\frac{b_2}{a_2}$	0.9	1.0	1.2	1.4	2.0	>2.0
β	0.105	0.112	0.121	0.126	0.132	0.133

注：当$\frac{b_2}{a_2}$<0.3时，按悬臂长度为b_2的悬臂板计算。

a_1、b_1——分别为计算区段内板的短边和长边，m；

a_2——计算区段内板的自由边长度，m；

a_3、a_4——分别为简支板的跨度、悬臂板的悬臂长度，m。

（4）柱脚靴板的强度计算系根据其所承担底板区域内的基础反力进行。整体式柱脚的靴板按双悬臂梁计算，见图1-5-65。靴板的截面强度按下式计算：

正应力：

$$\sigma=\frac{M}{W_n}\leqslant f \qquad (1\text{-}5\text{-}44)$$

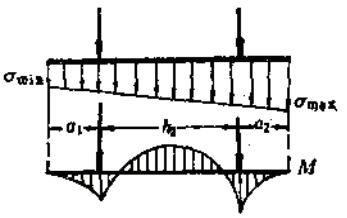


图 1-5-65 整体式柱脚内力计算图

剪应力：

$$\tau=\frac{1.5V}{th}\leqslant f_v \qquad (1\text{-}5\text{-}45)$$

式中 M、V——靴板所受的最大弯矩、剪力，N·m、N；

t、h——靴板的厚度和高度，m；

W_n——靴板计算净截面抵抗矩（不计加劲板或底板的作用），m^3。

（5）柱脚靴板的连接焊缝应按下列要求确定。

柱肢与靴板的连接焊缝：当靴板与柱翼缘板采用对接连接时，对接焊缝按等强度考虑。其厚度可按柱肢的连接焊缝厚度加2～4mm，不必计算。

当靴板用贴角焊缝连接于翼缘板之外侧时，应按最大压力和最大拉力两者中的较大值计算焊缝强度。可能产生的最大拉力近似地取锚栓的计算拉力；最大压力按以下原则确定：如果柱身底部采用铣平端传力时，应按照所承担区域的基础反力计算；如果柱不采用铣平端传力时，按柱传给基础的全部内力计算。然后根据计算出的靴板内力M、V按下式计算焊缝强度：

$$\tau=\sqrt{\tau_m^2+\tau_v^2}\leqslant f_f^w \qquad (1\text{-}5\text{-}46)$$

$$\tau_m=\frac{M}{W_f}$$

$$\tau_v=\frac{V}{A_f}$$

式中 τ_m、τ_v——贴角焊缝由弯矩M及剪V产生之剪应力，MPa；

A_f、W_f——焊缝的截面积和抵抗矩，m^2、m^3；

f_f^w——贴角焊缝的强度设计值，MPa。

靴板及柱肢与柱脚板的连接焊缝：

当柱下端不采用铣平端传力时，应按柱传给基础的全部内力进行计算；当柱采用铣平端传力时，可按柱传给基础的全部内力的25%进行计算：

$$\tau=\frac{P_{max}}{0.7nh_fl_f}\leqslant f_f^w \qquad (1\text{-}5\text{-}47)$$

式中 P_{max}——柱传给基础的最大轴心力，N；

n——焊缝条数；

l_f、h_f——焊缝的长度和高度，m，一般取$h_f\geqslant10$mm、$l_f\leqslant60h_f$。

（6）柱脚加劲肋应根据所承担区域的基础反力及构造情况近似地按简支梁或悬臂梁计算截面强度和连接焊缝，并按上述计算靴板的要求及公式进行计算。

（7）锚栓计算。根据计算出的柱脚底面所受的拉力，按公式（附-3-43）计算出锚

杆的截面积或直径。

5.5.4.4 钢吊车梁、柱及墙之间的连接

1．吊车梁下翼缘与柱子的连接

吊车梁下翼缘与柱通常采用普通螺栓固定，如图1-5-66所示，螺栓一般为$2M_{22}$或$4M_{22}$；垫板厚度为16mm。为便于安装和调整，吊车梁下翼缘的螺栓孔径应比螺栓直径要大10mm左右，垫板上的螺栓孔径应比螺栓直径大1.0～1.5mm。吊车梁安装校正后，应沿垫板周边与下翼缘焊牢，焊缝厚度通常为8mm。

2．吊车梁的上翼缘与边墙的连接

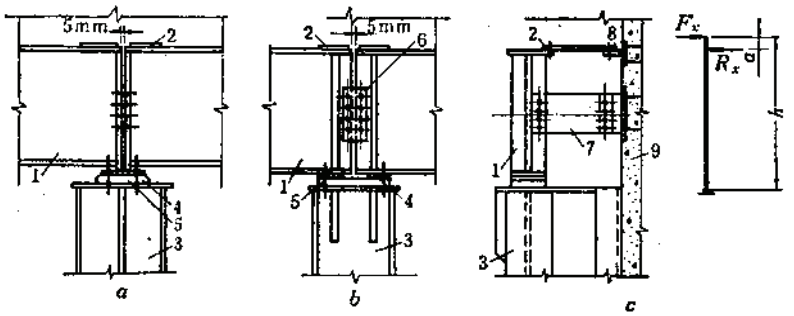


图 1-5-66 吊车梁、柱及墙的连接

1—吊车梁；2—连接板A；3—柱；4—调整板；5—垫板；6—纵向连接板；7—垂直隔板；8—连接板B；9—边墙

吊车梁上翼缘与边墙的连接由计算确定。

（1）上翼缘与边墙连接所采用的连接板A可按下列公式计算其强度和稳定性：

强度
$$\sigma=\frac{\alpha_T R_x}{(b-nd)t}\leqslant f \tag{1-5-48}$$

稳定性
$$\sigma=\frac{\alpha_T R_x}{\varphi bt}\leqslant f \tag{1-5-49}$$

式中 R_x——由吊车横向水平荷载在柱之一侧产生的最大反力，N；

t、b——分别为连接板的厚度和宽度，m；

d——螺栓孔直径，mm；

n——螺栓孔数；

φ——轴心受压杆件的稳定系数，见《钢结构设计规范GBJ17-87》附录；

α_T——吊车横向水平荷载的动力系数，$\alpha_T=1.1$。

（2）连接板与吊车梁上翼缘或边墙的连接应分别按下列公式计算：

当采用焊缝连接时，每一侧所需的焊缝长度为

$$L_f=\frac{\alpha_T R_x}{0.7h_f f_f^w}\quad(且\leqslant 40h_f) \tag{1-5-50}$$

当采用高强螺栓时，每一侧所需的螺栓数目为

$$n\geqslant\frac{\alpha_T R_x}{f_v^b} \tag{1-5-51}$$

式中 f_v^b——高强螺栓的抗剪强度设计值，MPa。

（3）上翼缘与边墙连接采用锚杆时，锚杆可按轴心受压构件计算；锚杆与上翼缘的连接焊缝可按公式（1-5-50）计算。锚杆计算简图见图1-5-66c，其反力R_x为

$$R_x = \frac{h}{h-a} a_T F_x \tag{1-5-52}$$

式中 F_x——吊车横向水平荷载作用在柱之一侧的最大水平力，N；

h、a——见图 1-5-66，m。

3. 梁端抗扭构造设置

当吊车梁端有必要设置抗扭构造时，应在梁端高度中部增设与墙连接的垂直隔板或锚杆，如图1-5-66c所示，垂直隔板可按构造要求确定其尺寸和连接；选取的锚杆直径不宜小于20mm，锚固长度不小于1.0m。

4. 端部纵向连接

吊车梁端部的纵向连接通常设在梁端高度中部，并采用螺栓连接，其直径和数量应按吊车纵向水平荷载计算确定；当采用图1-5-66a所示的连接方式时，螺栓按受拉计算；当采用图1-5-66b所示的连接方式时，螺栓按受剪和承压计算。

5. 柱与墙（或岩壁）的连接

柱与墙一般采用锚栓连接，见图1-5-67。锚杆直径不小于20mm，锚固深度 $l_a \geq 1.5$m，间距0.5～1.0m，其位置宜与横向加劲肋相对应。

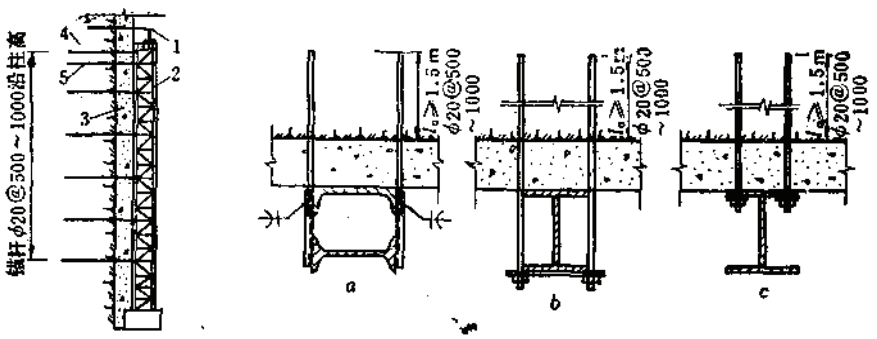


图 1-5-67 柱与墙的连接

1—吊车梁；2—柱；3—混凝土墙；4—岩壁；5—锚栓

6. 柱基础

当围岩较坚硬完整时，柱的基础可采用岩石锚杆基础，以减少工程量，具体做法见第七章7.5。如果围岩松软破碎，则宜采用整浇混凝土或钢筋混凝土基础，需通过计算确定其大小。

5.5.4.5 钢吊车梁系统构件的防腐

钢吊车梁、柱及其连接等金属构件必须做好防腐处理，具体方法和要求见第一章1.4。

5.5.5　钢筋混凝土吊车梁、柱设计

5.5.5.1　T型截面钢筋混凝土吊车梁

地下破碎机硐室内的吊车梁跨度小，承载轻（吊车吨位一般为10～50t），吊车仅用于设备的安装与检修，属于轻级工作制，多采用T型截面钢筋混凝土吊车梁（非预应力）。各种规格的T型截面钢筋混凝土吊车梁已被列入《全国通用建筑标准设计》，供设计者选用。在地下硐室设计中，当无标准设计可选用时，则按下述方法设计。

1．材料选取

（1）混凝土强度等级。当吊车吨位$Q\leqslant10$t时，混凝土强度等级不得低于C_{20}；当$Q\leqslant30$t时，不得低于$C30$；当$Q\leqslant75$t时，不得低于$C40$。

（2）钢筋。受力主筋（包括弯起筋）可采用Ⅱ级钢筋；箍筋直径<8mm时，可采用Ⅰ级钢筋，箍筋直径>8mm时，应采用Ⅱ级钢筋。

（3）预埋件的钢材均采用3号钢。

2．截面尺寸选择

T形等截面梁的形式如图1-5-68所示。各部分尺寸可根据吊车梁跨度、吊车吨位和经验确定，也可按下列数值确定（设梁跨度为l）：

梁高 $h=\left(\frac{1}{12}\sim\frac{1}{4}\right)l$，常用400、600、900、1200mm四种。

翼缘宽度 $b'_f=\left(\frac{1}{2}\sim\frac{1}{3}\right)h$，但不得小于400mm，常用400、500、600mm三种。

翼缘厚度 $h'_f=\left(\frac{1}{7}\sim\frac{1}{9}\right)h$，常用100、120mm两种。

腹板厚度 b 由抗剪和构造要求决定，且应考虑施工方便，并与轨道连接图相配合。一般取$b=140$、160、180mm三种，梁端部分则逐渐分别加厚至200、250、300mm。

翼缘与腹板交接处宜做成圆角和切角，以利于脱模。

3．截面计算

吊车梁是双向弯曲的弯、剪、扭构件。地下硐室中的吊车梁可仅按垂直受弯的剪、扭构件计算，计算时先按受弯构件计算出抗弯纵向筋，再按剪扭构件计算出抗剪箍筋、抗扭纵向筋和箍筋，然后将其分别叠加起来。

1）强度计算——选出合适的截面尺寸和确定纵筋量

按翼缘位于受压区的T形截面梁受弯构件正截面强度计算公式（附录4.3.1.4中第2条）进行计算。

2）剪扭强度计算——确定抗剪箍筋、抗扭纵筋和抗扭箍筋

（1）截面限制条件的验算。在弯、扭、剪共同作用下的T形截面吊车梁，当符合下列要求时：

$$\frac{V}{bh}+\frac{T}{W_t}\leqslant0.7f_t \tag{1-5-53}$$

则不需进行剪扭强度计算，不需按构造要求配置受扭钢筋。

当不符合上述要求时，其截面限制条件为：

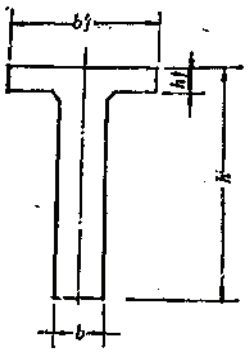


图 1-5-68 T型截面吊车梁

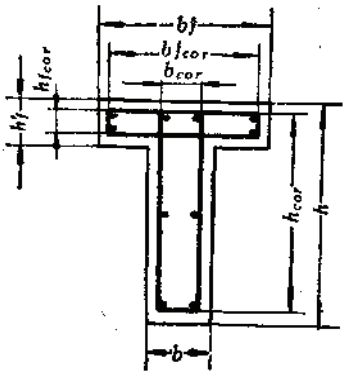


图 1-5-69 T形截面梁受扭计算尺寸

当$\frac{h_w}{b}<6.0$时，其截面应满足：

$$\frac{V}{bh}+\frac{T}{W_t}\leqslant 0.25f_c \tag{1-5-54}$$

式中 T——设计扭矩，N·mm；

V——设计剪力，N；

h——梁截面高度，mm；

b——梁的腹板宽度，mm；

W_t——受扭构件的截面抗扭塑性抵抗矩，mm^3；

f_c、f_t——混凝土的抗压、抗拉强度设计值，MPa。

W_t的计算如下：

$$W_t=W_{tw}+W'_{tf} \tag{1-5-55}$$

对腹板、受压翼缘部分的矩形截面抗扭塑性抵抗矩W_{tw}、W'_{tf}可分别按下式规定确定（图1-5-69）：

当$b\geqslant h'_f$时：

$$W_t=W_{tw}+W'_{tf}=\frac{b^2}{6}(3h-b)+\frac{h'^2_f}{2}(b'_f-b) \tag{1-5-56}$$

当$b<h'_f$时：

$$W_t=W_{tw}+W'_{tf}=\frac{b^2}{2}h_w+\frac{h'^2_f}{6}(3b'_f-h'_f) \tag{1-5-57}$$

式中 W_{tw}、W'_{tf}——分别为腹板和受压区翼缘部分的矩形截面抗扭塑性抵抗矩，mm^3；

h'_f——梁截面受压区翼缘高度，mm；

b'_f——梁截面受压区翼缘宽度，mm；

其他符号意义同前。

计算时取用的翼缘宽度尚应符合$b'_f\leqslant b+6h'_f$的规定。

扭矩计算：

梁上承受的设计扭矩T：

$$T=\gamma_0\gamma_G T_k \tag{1-5-58}$$

梁的腹板和翼缘部分所承受的设计扭矩T_W和T'_f按下列公式计算：

$$T_W=\frac{W_{tw}}{W_t}T \tag{1-5-59}$$

$$T'_f=\frac{W'_{tf}}{W_t}T \tag{1-5-60}$$

式中　T_k——梁承受的标准扭矩，N·mm，按公式(1-5-9)计算；

γ_0——结构重要性系数，取$\gamma_0=1.0$；

γ_G——永久荷载分项系数，$\gamma_G=1.2$；

其他符号意义同前。

（2）在剪力和扭矩共同作用下，T形截面梁的强度按下规定计算：

对腹板，其抗剪和抗扭强度按下列公式计算：

$$V\leqslant 0.07(1.5-\beta_{tw})f_c bh_0+1.5f_{yv}\frac{A_{sv}}{s}h_0 \tag{1-5-61}$$

$$T_W\leqslant 0.35\beta_{tw}f_t W_{tw}+1.2\sqrt{\zeta}\frac{f_{yv}A_{st1}A_{cor}}{s} \tag{1-5-62}$$

对受压翼缘，其抗扭强度按下列公式计算：

$$T'_f\leqslant 0.35f_t W'_{tf}+1.2\sqrt{\zeta}\frac{f_{yv}A_{st1}A_{cor}}{s} \tag{1-5-63}$$

$$\zeta=\frac{f_y A_{st}s}{f_{yv}A_{svt}u_{cor}}$$

$$\beta_{tw}=\frac{1.5}{1+0.5\frac{V}{T_W}\frac{W_{tw}}{bh_0}}$$

式中　f_c——混凝土轴心抗压强度设计值，N/mm²；

h_0——梁的有效高度，mm；

β_{tw}——腹板（剪扭构件）混凝土强度降低系数，当$\beta_{tw}<0.5$时，取$\beta_{tw}=0.5$，当$\beta_{tw}>1.0$时，取$\beta_{tw}=1.0$；

ζ——受扭构件纵向筋与箍筋的配筋强度比，ζ应符合$0.6\leqslant\zeta\leqslant1.7$，当$\zeta>1.7$时，取$\zeta=1.7$；

f_{yv}——箍筋的抗拉强度设计值，按表附-4-6选用，但取值不应大于310N/mm²；

f_y——受拉钢筋强度设计值，N/mm²；

A_{sv}、A_{st1}——分别为抗剪强度所需的箍筋截面面积和受扭计算中箍筋的单肢截面面积，mm²；

A_{st}——受扭计算中取对称布置的全部纵向纵截面面积，mm²；

A_{cor}——截面核芯部分的面积，mm²，$A_{cor}=b_{cor}h_{cor}$，b_{cor}和h_{cor}分别为从箍筋内表面计算的截面核芯部分的短边和长边的尺寸，mm；

u_{cor}——截面核芯部分的周长，$u_{cor}=2\times(b_{cor}+h_{cor})$，mm；

s——箍筋的间距，mm；

其他符号意义同前。

通过上述计算，分别求出腹板抗扭箍筋、抗剪弯箍筋用量，叠加后得腹板单肢箍筋所需总量；求出腹板所需的抗扭纵筋截面积后，与受弯计算中所得纵向受力筋截面积相加，即可算出梁的纵向筋总面积。

4．变形和裂缝宽度验算

地下破碎机硐室的吊车梁属轻级工作制吊车梁，仅需做变形和裂缝宽度验算，而不需做疲劳验算。

1）变形验算

在恒载和吊车荷载作用下梁的最大挠度为：

$$v=\frac{M_{max}l^2}{10B_s}\leqslant[v] \tag{1-5-64}$$

$$B_s=\frac{E_sA_sh_0^2}{1.15\psi+0.2+\dfrac{6\alpha_E\rho}{1+3.5\gamma'_f}} \tag{1-5-65}$$

$$\alpha_E=\frac{E_s}{E_c}$$

式中 v——梁的最大设计挠度，mm；

M_{max}——在恒载和吊车荷载作用下梁的最大设计弯矩，N·mm；

l——梁的计算跨度，mm；

B_s——在荷载短期效应组合作用下的短期刚度；

α_E——钢筋与混凝土弹性模量比值；

ρ——纵向受拉钢筋配筋率，$\rho=\dfrac{A_s}{bh_0}$；

A_s——纵向受拉钢筋的面积，mm^2；

γ'_f——受压翼缘加强系数，$\gamma'_f=\dfrac{(b'_f-b)h'_f}{bh_0}$，当$h'_f>0.2h_0$时，取$h'_f=0.2h_0$；

$[v]$——吊车梁允许挠度值；见表附-4-21；

ψ——裂缝间纵向受拉钢筋不均匀系数，取$\psi=1.0$。

2）裂缝宽度验算

吊车梁允许的最大裂缝宽度不得超过0.3mm，其值可按公式（附-4-54）和（附-4-55）计算。

5．构造要求

T形截面吊车梁除应符合一般钢筋混凝土梁的构造外，尚需注意下列要求：

（1）纵向受力筋不宜采用光面钢筋。

（2）为防止梁支座处附近产生短柱式受压区破坏，应设置竖向构造筋和水平箍筋；竖向构造筋应焊在支承钢板（或型钢）上，并深入梁的上翼缘内。

（3）当梁的纵向钢筋在梁端部全部弯起时，应在梁端部下部受拉区内设置足够数量的纵向构造筋，并焊在支承钢板或型钢上，连接纵向构造筋与支承钢板的垫铁应设在靠近梁端位置。垫铁长度应不小于支承钢板（或型钢）的长度，以改善纵向构造钢筋在支座处

图 1-5-70　纵向构造筋与支承钢板的连接

1—梁端部；2—垫铁；3—支承钢板（或型钢）4—纵向构造筋

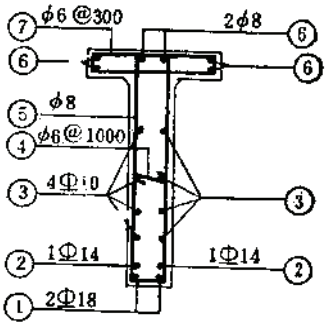
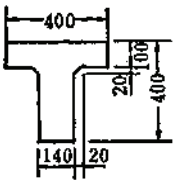
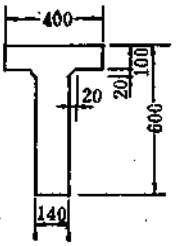


图 1-5-71　纵向构造筋布置

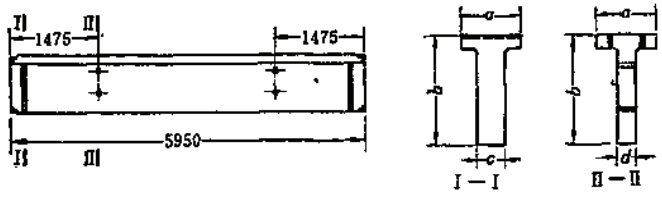
4m跨轻级制吊车梁选用表　　表 1-5-27

吊车起重量 (t)	吊车跨度 (m)	吊车梁编号	简图	内力 M_{max} (N·m)	内力 V_{As} (kN)	梁重 (t)	混凝土体积 (m³)	混凝土强度等级	钢材重量 (kg)
1 手动单梁 电动单梁 2 电动单梁	5～14 5～17 5～17	$DLQ4-\frac{1Z}{1B}$		22	26	0.8	0.32	C20	50.1 48.1
3 手动单梁 电动单梁 5 手动单梁	5～11 5～17 5～11	$DLQ4-\frac{2Z}{2B}$		34	40				57.5 55.7
5 手动双梁 电动单梁	14～17 5～17	$DLQ4-\frac{3Z}{3B}$		42	48				69.5 67.7
5 电动桥式 10 手动单梁	10.5 5～11	$DLQ4-\frac{4Z}{4B}$		62	56	1.08	0.43		72.1 70.5
5 电动桥式 10 手动双梁	13.5～16.5 14～17	$DLQ4-\frac{5Z}{6B}$		72	72				77.8 76.1
10 电动桥式	10.5～13.5	$DLQ4-\frac{6Z}{6B}$		100	90			C30	88.9 92.4
10 电动桥式	16.5	$DLQ4-\frac{7Z}{7B}$		109	99				92.4 95.9

注：1.内力值为未乘动力系数的吊车轮压产生的内力，且不包括梁、轨道等静荷载产生的内力。
2.钢材重量栏中，上行属Z梁，下行属B梁。

6m 跨轻级制吊车梁选用表

表 1-5-28



构件编号	b'_f	h	b_1	b_2
DL-1.2	400	600	200	140
DL-3～7	500	900	250	160
DL-8～12	500	1200	300	180

吊车起重量 (t)	吊车跨度 (m)	吊车梁编号	内力值 M_{max} (N·m)	内力值 V_a (kN)	内力值 V_b (kN)	梁重 (t)	混凝土体积 (m³)	混凝土强度等级	钢材重量 (kg)	吊车梁起重量 (t)	吊车跨度 (m)	吊车梁编号	内力值 M_{max} (N·m)	内力值 V_a (kN)	内力值 V_b (kN)	梁重 (t)	混凝土体积 (m³)	混凝土强度等级	钢材重量 (kg)
3 电动单梁	5.0～17.0	1Z	57	45	39				90.4	15/3	25.5～28.5	7Z	383	227	178	2.75	1.10	30	214.6
		DLQ-1S							90.7			DLQ-7S				2.82	1.13		211.5
		1B	52			1.68	0.67	C20	93.0	20/5	10.5～28.5	7B	348						220.1
5 电动单梁	5.0～17.0	2Z	81	64	54	1.70	0.68		103.7	30/5	10.5～19.5	8Z	447	258	202				220.8
		DLQ-2S							102.8			DLQ-8S							218.1
		2B	73						105.1			8B	406						226.8
5	10.5～16.5	3Z	121	94	71			C20	120.0	30/5	22.5～28.5	9Z	566	328	256				245.9
		DLQ-3S							118.8	50/10	10.5	DLQ-9S							244.5
		3B	110						119.7			9B	515						253.2
5 10	19.5～28.5 10.5～16.5	4Z	183	122	69				140.3	50/10	13.5～19.5	10Z	662	383	303	3.96	1.58		266.6
		DLQ-4S							138.7			DLQ-10S				4.06	1.63		264.2
		4B	167			2.75	1.10		140.2			10B	602						277.4
10	19.5～28.5	5Z	223	133	113	2.82	1.13	C30	157.6	50/10	22.5～28.5	11Z	734	422	336			40	292.4
		DLQ-5S							155.3			DLQ-11S							289.8
		5B	203						156.8			11B	667						303.7
15/3	10.5～22.5	6Z	295	196	149				189.7	75/20	10.5～16.5	12Z	823	502	390				331.5
		DLQ-6S							185.8			DLQ-12S							326.7
		6B	268						194.4			12B	749						340.6

注：1.编号说明：DLQ（轻级制吊车梁）-5（承载能力级别）Z（中间跨梁）S（伸缩跨）B（边跨）。

2.内力栏中上行为按静力强度计算的值，下行为按裂缝宽度验算的；上述计算中均未列入梁及轨道、垫层等自重。

3.V_a表示剪跨$a=h_0$（取$h_0\approx0.9h$）或$a=L/b$（两个a值取小者）的截面剪力。V_b表示离支座第二排弯起钢筋下面弯起点处截面的剪力。

4.钢材重量栏内上行为Z梁、中行为S梁、下行为B梁的值。

5.梁重和混凝土体积栏内，分子表示Z梁，分母表示S梁和B梁。

的疲劳性能，见图1-5-70。

（4）在薄腹钢筋混凝土吊车梁中，为防止腹中裂缝过宽过高，应在下部$\frac{1}{2}$梁高的腹板内，沿两侧配置通长的构造腰筋，其直径为8～14mm，间距100～150mm，并按上疏下密的方式布置；在上部$\frac{1}{2}$梁高的腹板内，可在其两侧沿梁高每隔300～400mm设置直径不小于10mm的纵向构造筋，见图1-5-71。

（5）不得采用开口箍筋，但可不满足互相搭接30d的抗扭要求；箍筋直径一般不宜小于6mm，其间距在跨中为250mm，在梁端$L_a+1.5h$（L_a为主筋锚固长度，h为跨中部梁截面高度）范围内的箍筋间距为150～200mm。上翼缘内的箍筋一般按构造配置，其直径一般为ϕ6或ϕ8mm，间距200mm或与腹板中的箍筋间距相同。

（6）上翼缘需留固定轨道用的预留孔，腹板处需留滑触线安装孔。有车挡的吊车梁应预埋与车挡连接用的钢管或预埋件。

（7）设计时应考虑预制吊车梁运输和安装的条件，如有困难时，可在现场捣制。

6．全国通用建筑标准图集——钢筋混凝土吊车梁的选用

（1）G324——4m跨轻级制吊车梁按表1-5-27选用。

（2）G323（二）——6m跨轻级吊车梁按表1-5-28选用。

5.5.5.2　矩形截面钢筋混凝土柱

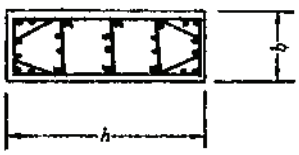


图 1-5-72　矩形柱截面

1．柱子尺寸的确定

（1）钢筋混凝土吊车柱的常用截面形式为矩形和工字形，地下硐室中因受施工条件限制，多采用矩形截面，如图1-5-72所示。6m柱距的矩形截面尺寸可参照下列公式计算：

截面宽度：

$$b \geqslant \frac{H_t}{25} \tag{1-5-66}$$

截面高度：

当$Q \leqslant 10$t时

$$h \geqslant \frac{H_t}{14} \tag{1-5-67a}$$

当30t$>Q>$10t时

$$h \geqslant \frac{H_t}{12} \tag{1-5-67b}$$

当50t$>Q \geqslant$30t时

$$h \geqslant \frac{H_t}{10} \tag{1-5-67c}$$

式中　H_t——从基础顶面至预制梁底面或现浇梁顶面的柱高，m；

Q——吊车吨位，t。

同时截面的高宽比应满足$\frac{h}{b} \leqslant 3$。

（2）柱子的计算长度l_0。当按悬臂柱设计时，$L_0=2.0H_L$；当柱头用锚杆（两排以上）连接时，$L_0=0.7H_L$；当柱用沿柱全长设置的锚杆连接时，$L_0=0.5H_L$。

矩形截面偏心受压柱的正截面强度计算按附录4.3.1.3进行。

2. 构造要求

吊车柱的构造除应符合一般柱的构造要求外，尚应满足下列要求：

（1）当短边≥300mm时，纵向受力筋宜采用ϕ≥14mm；对偏心受压柱，其纵向受力筋直径不宜小于16mm，且不得少于4根。

（2）常用配筋率：对于轴心及小偏心受压柱为0.5～2%；对于大偏心受压柱为1～2%。

（3）矩形柱纵向受力筋按构造配置时，可参考表1-5-29选用。

矩形柱纵向受力筋按构造配置选用表 表 1-5-29

柱截面高度 h (mm)	柱截面宽度 b (mm)				
	300	350	400	500	600
500	4 ϕ14	4 ϕ16	4 ϕ16	4 ϕ16 2 ϕ12	
600	4 ϕ16	4 ϕ14 2 ϕ12	4 ϕ16 2 ϕ12	6 ϕ16	6 ϕ16 2 ϕ12
700	4 ϕ14 2 ϕ12	4 ϕ16 2 ϕ12	6 ϕ16	4 ϕ18 4 ϕ12	4 ϕ18 4 ϕ14
800		4 ϕ16 2 ϕ14	4 ϕ18 4 ϕ12	4 ϕ18 4 ϕ14	8 ϕ18
900		4 ϕ18 2 ϕ14	4 ϕ18 2 ϕ16	6 ϕ20	4 ϕ20 4 ϕ18
1000			4 ϕ20 2 ϕ10	8 ϕ18	8 ϕ20

注：1.宜采用Ⅰ级钢筋。

2.表中配筋率按$bh_0\times0.4\%$（即取最小配筋率每边为0.2%）。

（4）当偏心受压柱的截面高度h≥600mm时，在其侧面应配置直径为ϕ10～16mm的纵向构造筋，并相应地设附加箍筋，附加箍筋的直径和间距与主箍筋相同。

（5）当柱每边纵筋不多于3根、或当柱短边不大于400mm、而纵筋不多于4根时，可采用单个箍筋，如图1-5-73a所示。当柱每边纵筋多于3根，或柱短边≤400mm、纵筋多于4根时，应设置附加箍筋，如图1-5-73b、c、d所示。

（6）设置在柱子周边的纵向受力筋，当b>400mm时，宜使纵向筋每隔一根置于箍筋转角处。

（7）纵向筋的接头：当柱每边钢筋数目≤4根时，可在同一水平截面上接头；每边为5～8根时，应在两个截面上接头；每边为9～12根时，应在三个水平截面上接头。

（8）纵向钢筋接头的搭接长度（按偏心受压柱）：受拉区应≥1.2L_a，且应≥300mm；受压区应≥0.85L_a，且应≥200mm。

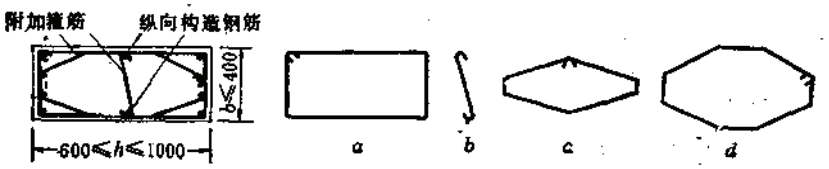


图 1-5-73　柱子的箍筋形式

（9）柱的材料：一般采用$C20$～$C30$的混凝土，当轴向力大时宜采用较高的强度等级；纵向受力筋一般采用Ⅱ级钢筋，构造筋可采用Ⅰ级或Ⅱ级钢筋，箍筋采用Ⅰ级钢筋，直径应≥6mm。

（10）柱头配筋：柱头形式见图1-5-74所示，无牛腿柱头配筋见图1-5-75。有牛腿柱头配筋见本章5.5.6。

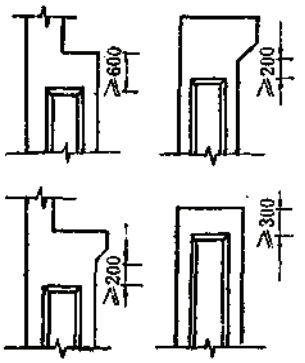


图 1-5-74　柱头形式

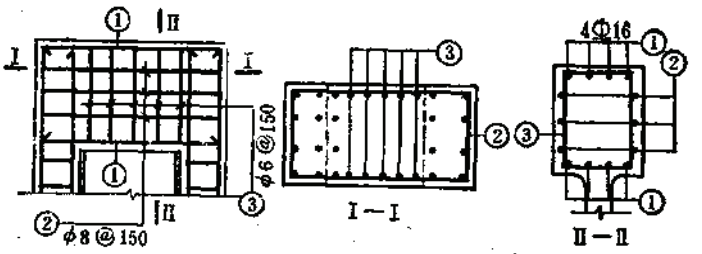


图 1-5-75　柱头配筋

5.5.5.3　吊车梁、柱及墙之间的连接

（1）吊车梁与柱在竖向的连接，见图1-5-76所示，通过吊车梁梁底预埋支承钢板（或角钢）件4和柱顶面预埋连接钢板件6之间采用焊缝连接。对Q≥30t的大吨位吊车，还要在吊车梁底面和柱顶面的预埋件之间设置厚度不小于10mm、宽度较梁底面大50～60mm的垫板件5，以便于安装和调整。

（2）吊车梁与墙或柱在横向的连接主要通过吊车梁顶面的预埋件2与墙（或柱）的预埋件1间的连接角钢（或钢板）3采用焊缝连接。

（3）预埋件之间的连接焊缝厚度均可采用8mm。梁、柱、墙间的连接及预埋件规格尺寸可参考《全国通用建筑标准图集》选用。

（4）相邻吊车梁之间以及梁端与柱之间的空隙用不低于$C20$的混凝土填实，见图1-5-77。

（5）柱与墙的连接一般采用沿柱高方向布置的一排锚杆的方法，见图1-5-77。锚杆直径不宜小于20mm，锚固深度在柱身段应大于1.0m，其间距为0.5～1.0m；在柱头段锚

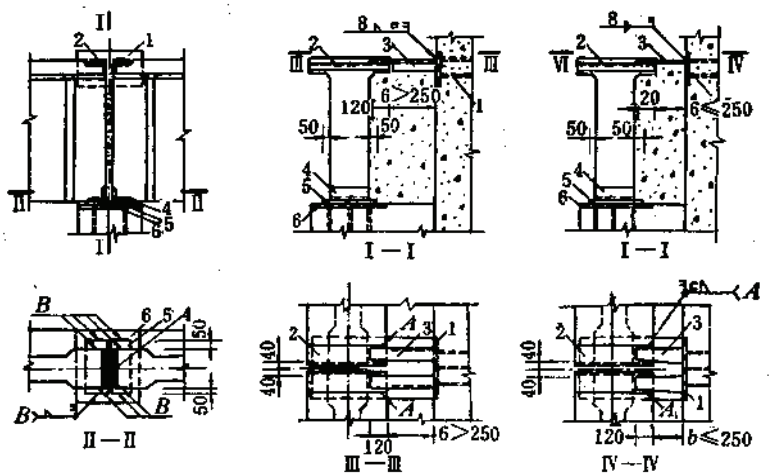


图 1-5-76 梁柱连接详图

1—墙或柱预埋件；2—梁顶预埋件；3—连接角钢或钢板；4—梁底预埋支承钢板或角钢；5—梁底垫板；6—柱顶预埋连接件

杆加密布置，锚固深度大于1.5m。当柱子截面较大时，可采用双排锚杆。同时，为节省空间和硐室开挖量，柱应嵌入砌体或岩壁之中。

柱基可采用岩石锚杆基础，具体做法可参考第七章。当岩石为松软破碎石时，可采用整浇混凝土基础。

5.5.6 锚杆牛腿及岩台吊车梁设计

当吊车起重量不大($Q\leqslant 30t$)时，可直接在边墙或岩壁上设置间断式或连续式牛腿来支承吊车梁。

5.5.6.1 钢筋混凝土实腹式牛腿

1. 间断式牛腿

在边墙或柱子上每隔4～6m设置的牛腿，称间断式或单独式牛腿。

1）断面尺寸确定及构造要求

牛腿的截面构造见图1-5-78所示。

（1）牛腿的截面尺寸应符合下列抗裂要求：

$$F_{vk}\leqslant\beta\left(1-0.5\frac{F_{hk}}{F_{vk}}\right)\frac{f_{tk}bh_0}{0.5+\frac{a_1}{h_0}} \tag{1-5-68}$$

式中 F_{vk}——作用于牛腿顶部的竖向力标准值，N；

F_{hk}——作用于牛腿顶部的水平拉力标准值，N；

β——系数，对承受重级工作制吊车的牛腿$\beta=0.6$；对承受中、轻级工作制吊车牛腿$\beta=0.65$；其他牛腿（承受静荷载）$\beta=0.65$；

f_{tk}——混凝土的轴心抗拉强度标准，N/mm；

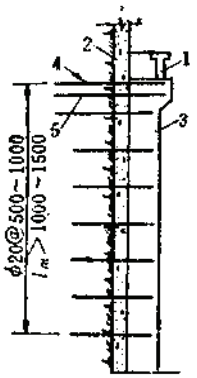


图 1-5-77　柱墙连接

1—吊车梁；2—边墙；3—柱；4—锚杆；5—柱头加强锚杆

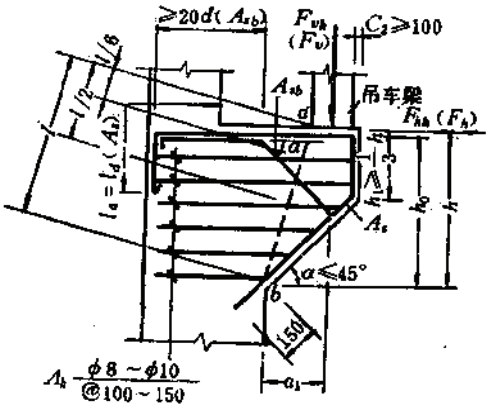


图 1-5-78　实腹式牛腿截面构造

a_1——竖向力的作用点至下柱边缘的水平距离，并应考虑20mm的安装偏差，当$a_1<0$时，取$a_1=0$，mm；

b——牛腿宽度，一般$b=400\sim500$mm或等于柱宽，mm；

h_0——牛腿与下柱交接处的垂直截面有效高度，mm。

（2）牛腿的底面倾角$\alpha\leqslant45°$，外边缘高度$h_1\geqslant\frac{1}{3}h$，且应≥200mm。

（3）在竖向标准荷载F_{vk}作用下，牛腿支承面上的局部压应力应$\leqslant0.75f_c$，否则应采取必要的措施，如加大承压面积，提高混凝土强度等级或设置钢筋网等。

（4）吊车梁支承板距牛腿外边缘应≥100mm。

2）配筋计算

（1）牛腿的纵向受力筋由承受竖向力所需的受拉钢筋和承受水平拉力所需的水平锚筋组成，钢筋的总面积A_s应按下列公式计算：

$$A_s\geqslant\frac{F_va_1}{0.85f_yh_0}+1.2\frac{F_h}{f_y}\tag{1-5-69}$$

式中　F_v——作用在牛腿顶部的竖向力设计值，N；

F_h——作用在牛腿顶部的水平拉力设计值，N；

a_1——竖向力F作用点至下柱边缘的水平距离。当$a_1<3h_0$时，取$a_1=0.3h_0$，mm。

（2）纵向受力钢筋宜采用变形钢筋。纵向受拉钢筋不得下弯兼作弯起筋用，应全部通至牛腿外边缘再沿斜边下弯，并应超过下柱或边墙边缘150mm；其另一水平端在柱或边墙内应有足够的锚固长度L_a，见图1-5-78。对C15混凝土Ⅰ、Ⅱ级钢筋的L_a分别为$40d$和$45d$；对C20混凝土Ⅰ、Ⅱ级钢筋的L_a分别为$30d$和$35d$。

（3）承受竖向力所需的纵向受拉钢筋的配筋率不应小于0.2%，也不宜大于0.6%，且不应少于4根，直径不应小于12mm。承受水平拉力的水平锚筋应焊在预埋件上，且不应少于2根。

（4）牛腿应设置水平箍筋，其直径为6～12mm，间距100～150mm，且在上部$\frac{2}{3}h_0$范围内的水平箍筋总面积不应小于纵向受拉钢筋截面积A_s的$\frac{1}{2}$（不计水平拉力所需的纵向受拉筋）。

（5）当牛腿的剪跨比$\frac{a_1}{h_0}\geqslant 0.3$时，应设置弯起钢筋，弯起筋宜采用变形钢筋，并应配置在牛腿上部$l/6$至$l/2$之间的范围内，见图1-5-78，其截面积不应少于$2/3A_s$（不计水平拉力所需的纵向受拉筋），且不应小于$0.0015bh_0$；其直径不应小于12mm，且不应少于3根。

2. 连续式牛腿

连续式牛腿结构如图1-5-49c所示，其截面构造见图1-5-79。

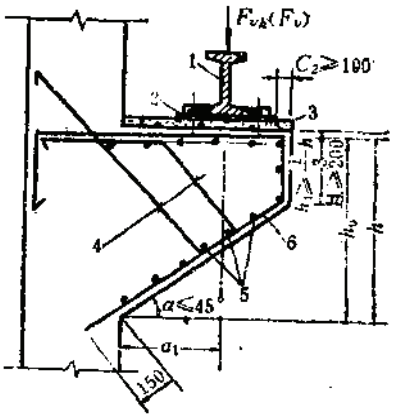


图 1-5-79 连续式牛腿截面图

1—吊车轨道；2—垫板；3—混凝土垫层；4—弯起钢筋；5—纵向受力筋；6—横向受力筋

1）连续式牛腿的计算假定条件

（1）取单位长度（1.0m）牛腿按实腹间断式牛腿计算。

（2）吊车最大轮压通过轨道垫板按45°角传至牛腿上。其轮压分布长度为L，则作用在单位长度牛腿上的设计荷载F_{v1}为：

$$F_{v1}=\frac{F_v}{L} \qquad (1\text{-}5\text{-}70)$$

$$L=0.05+2h_y$$

式中 F_v——吊车竖向设计荷载，N；

h_y——吊车梁轨道顶面至牛腿梁底面的距离，m。

2）连续式牛腿的截面尺寸

连续式牛腿的截面尺寸应满足"间断式牛腿"中的规定要求。

3）连续式牛腿的强度计算及配筋要求

其强度计算及配筋要求均按"间断式牛腿"中要求进行。

4）构造及配筋要求

连续式牛腿的构造及配筋要求除应满足间断式牛腿要求外，尚应满足以下要求：

（1）应配置横向受拉筋和弯起筋（均应采用变形钢筋）。横向受力筋的数目，每米不少于8根，直径不小于12mm；弯起钢筋的数目，每米不少于6根。

（2）在牛腿的底面应设置纵向受拉构造筋，最小配筋率（相对于横截面）为：当采用Ⅰ级钢筋时不应小于0.15%；采用Ⅱ级钢筋时不应小于0.1%。

（3）在牛腿的顶面和侧面应设置直径不小于10mm的架立筋和构造筋，其间距为200～300mm。

5.5.6.2 岩壁锚杆牛腿

岩壁锚杆牛腿是将钢筋混凝土牛腿通过锚杆固定于硐室岩壁，使牛腿与岩体形成一个

整体共同受力。图1-5-80为间断式岩壁锚杆牛腿，图1-5-81 d 为连续式锚杆牛腿。前者间距为4～6m，牛腿之间配置钢吊车梁；后者无需设置吊车梁，吊车轨道通过垫板直接固定于牛腿梁上。

1．岩壁间断式锚杆牛腿

1）计算假定条件

（1）牛腿通过锚杆固定于岩壁上，因此视牛腿为刚体，外力矩全部由锚杆承担，且假定上层锚杆承担80%的外力矩，中层承担20%。力矩平衡点在牛腿底面与岩壁的交点处0，见图1-5-80所示。

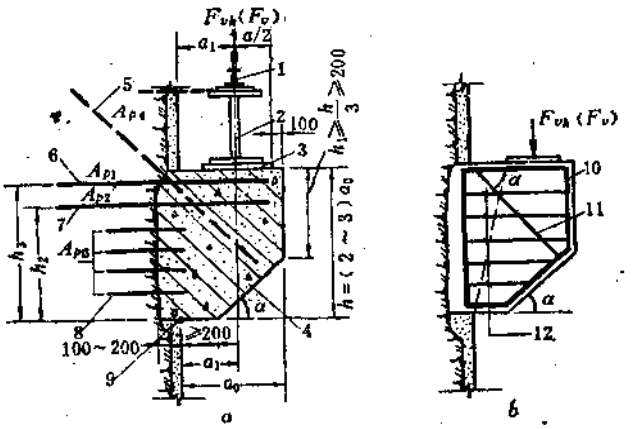


图 1-5-80　岩壁间断锚杆牛腿

a—外形尺寸图；b—配筋图；

1—吊车轨道；2—钢吊车梁；3—垫板；4—间断锚杆牛腿；5—安全加强锚杆；6—上层锚杆；7—中层锚杆；8—剪力筋；9—力矩平衡点；10—纵向受拉钢筋；11—弯起钢筋；12—水平箍筋

（2）全部剪力由锚杆和剪力筋承担，不计牛腿与岩壁之间的粘结力。

（3）锚杆孔壁有足够的抗压强度。

2）牛腿截面尺寸确定

间断锚杆牛腿的设计计算与本节5.5.6.1间断牛腿的基本相同。其断面尺寸确定如下：

（1）牛腿宽度一般取$b=400\sim500$mm。

（2）牛腿长度$L=a_1+\frac{a}{2}+100$mm，其中a为吊车梁垫板宽度，a_1为吊车轨道中心至边墙的安全距离，一般取$a_1=500$mm。

（3）牛腿截面高度一般为$h=(2\sim3)L$，同时h应满足抗裂要求——按公式（1-5-68）验算。

（4）牛腿底面倾角$\alpha\leqslant45°$；外边缘高度$h_1\geqslant\frac{1}{3}h$，且不小于200mm。

3）间断式锚杆牛腿计算

（1）锚杆计算：对力矩作用点0建立力矩平衡方程式，见图1-5-80：

$$A_{p1}f_yh_3+A_{p2}f_yh_2=F_va_1$$

根据假定条件得下列两式：

$$A_{p1}=\frac{F_v a_1}{f_y h_3}\times 80\% \tag{1-5-71}$$

$$A_{p2}=\frac{F_v a_1}{f_y h_2}\times 20\% \tag{1-5-72}$$

式中 A_{p1}、A_{p2}——分别为上、中层锚杆的截面面积，mm^2；

h_3、h_2——分别为上、中层锚杆至力矩平衡点0的距离，mm；

f_y——锚杆钢筋的抗拉强度设计值，N/mm^2；

F_v——作用在牛腿上的设计荷载，N。

计算出锚杆的截面面积后，选择锚杆直径和间距。锚杆直径不宜小于16mm，间距不宜小于200mm，锚固深度为1.5～2.0m。锚杆砂浆的强度等级不应低于$M20$。

（2）剪力筋计算。按假定条件全部设计剪力F_V'由锚杆和剪力筋承担，则得下列计算剪力筋公式：

$$\Sigma A_{svn}\geqslant\frac{F_V'}{f_v} \tag{1-5-73}$$

$$\Sigma A_{svn}=A_{p1}+A_{p2}+A_{sv3}+A_{sv4}$$

$$F_V'=F_V\ (F_V\text{按5.5.2.4确定})$$

式中 F_V'——设计剪力，N；

A_{sv3}、A_{sv4}——分别为全部剪力筋和安全加强锚杆的截面面积，mm^2；

ΣA_{svn}——所有锚杆和剪力筋截面面积之和，mm^2；

f_v——钢材的抗剪强度设计值，N/mm^2。

剪力筋的直径不宜小于14mm，在岩体中锚固深度为1.0m左右，在混凝土中的锚固深度应在全部牛腿中，以部分代替水平箍筋。剪力筋的间距为200～300mm。

（3）牛腿配筋计算及构造要求按5.5.6.1进行。

（4）牛腿面上传力垫板的面积按局部承压计算：

$$A=\frac{F_v}{0.6f_c} \tag{1-5-74}$$

4）构造要求

（1）每一牛腿可设置2根安全加强锚杆，见图1-5-80，其直径一般为20mm，上端锚固深度为2m，下端可伸至牛腿底斜面，倾角取45°。

（2）锚杆牛腿施工前，应在岩壁上凿出一个100～200mm深的浅窝，或将岩壁凿毛，以增大岩体与混凝土结合面的抗剪强度，见图1-5-80。

（3）全部锚杆与牛腿受力主筋应以点焊方式连接。

2. 岩壁连续式锚杆牛腿

岩壁连续式锚杆牛腿的计算假定条件除符合间断式锚杆牛腿的要求外，还应满足以下要求：

（1）取单位长度牛腿，按实腹牛腿进行计算，可不考虑牛腿梁的挠曲。

（2）吊车轮压通过轨道垫板按45°角扩散分布，得出轮压影响线长度l，视$\frac{F_V'}{l}$为作用在单位长度梁段的设计荷载。

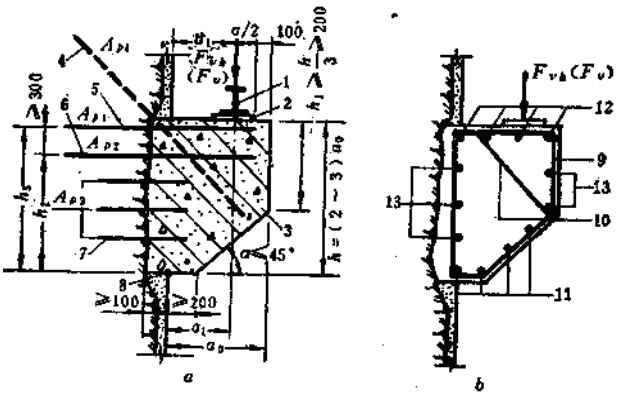


图 1-5-81　岩壁连续锚杆牛腿

a—外形尺寸；*b*—配筋图

1—吊车轨道；2—垫板；3—连续锚杆牛腿；4—安全加强锚杆；5—上层锚杆；6—中层锚杆；7—剪力筋；8—力矩平衡点0；9—横向受拉筋；10—弯起钢筋；11—纵向受拉筋；12—架立钢筋；13—梁侧构造筋

牛腿的截面尺寸确定及锚杆和剪力筋的计算均同间断式锚杆牛腿，配筋要求同实腹式连续牛腿，其构造要求同间断式牛腿，见图1-5-81所示。

5.5.6.3　岩台吊车梁

当围岩极其稳固时，利用开凿在硐室岩壁上的岩台来支承钢筋混凝土吊车梁，并用锚杆锚固于岩壁上，称为岩台吊车梁，见图1-5-82所示。

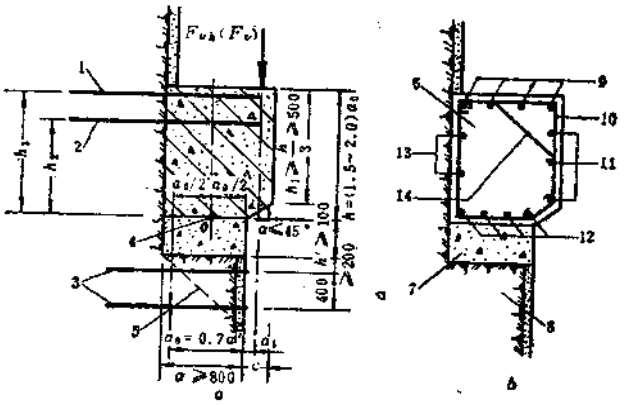


图 1-5-82　岩台吊车梁

a　外形尺寸；*b*　配筋图；

1—上层锚杆；2—中层锚杆；3—岩台加固锚杆；4—力矩平衡点0；5—岩台剪切面；6—岩台吊车梁；7—混凝土垫层；8—岩台；9—架立筋；10—横向受拉筋；11—梁侧构造筋；12—纵向受拉筋；13—梁侧构造筋；14—弯起筋

1．岩台吊车梁几何尺寸的确定

（1）岩台宽度：与爆破技术、吊车与侧壁的距离要求等因素有关，岩台应有较完整

的几何尺寸，其宽度不宜小于800mm。

（2）岩台吊车梁的截面要求，同实腹牛腿一样；梁的高度按矩形梁截面的高宽比值取，通常为1.5～2.0m。梁的有效宽度按0.7倍的岩台宽度计算，即$a_0=0.7a'$

（3）梁的底面倾角$\alpha\leqslant45°$；外边缘高度$h_1\geqslant\frac{1}{3}h$，且不小于500mm。

2．计算的假定条件

岩台钢筋混凝土吊车梁受力条件复杂，目前在设计中仅能粗略地按以下假定条件，采用实腹牛腿的计算方法计算。

（1）不计锚杆的抗剪力和梁侧面混凝土与岩壁的粘结力。

（2）取梁单位长度$b=1.0$m，按实腹式牛腿进行抗裂计算。

（3）梁基为岩石，具有足够的刚度，故可不进行变形验算。梁的底部反力按均匀分布考虑。

（4）外力矩由上、中层锚杆承担，其中上层锚杆承担80%，中层锚杆承担20%。

（5）取岩台宽度的1/2处作为力矩中心，建立力矩平衡方程式，计算锚杆的锚固力和参数。

（6）吊车轮压通过轨道垫板按45°角往下传递，轮压影响线长度为l，单位长度梁上的设计荷载为F_V'/l。

3．岩台吊车梁的计算

锚杆计算：

对0点建立外力平衡方程（见图1-5-82）：

$$A_{p1}f_yh_3+A_{p2}f_yh_2=F_V\left(a_1+\frac{a_0}{2}\right)$$

根据假定条件分别求得上、中层锚杆的截面积A_{p1}和A_{p2}：

$$A_{p1}=\frac{F_V}{f_yh_3}\left(a_1+\frac{a_0}{2}\right)\times80\% \tag{1-5-75}$$

$$A_{p2}=\frac{F_V}{f_yh_3}\left(a_1+\frac{a_0}{2}\right)\times20\% \tag{1-5-76}$$

按A_{p1}和A_{p2}值可选择锚杆的直径、数量和间距，锚杆直径不宜小于16mm，竖向间距不宜小于300mm，锚固深度为1.5～2.0m，锚杆砂浆的强度等级不应小于$M20$。

4．岩台吊车梁的配筋

岩台吊车梁的纵、横向筋通常均按构造配置，具体要求同实腹牛腿的一样。梁侧构造筋的要求：当梁高超过700mm时，在梁的侧面沿高度每隔300～400mm应设置一根直径不小于10mm的纵向构造筋；当梁高在1600mm以上时，纵向构造筋的直径不宜小于12mm。

岩台吊车梁的配筋构造见图1-5-82b。

5．岩台吊车梁局部承压强度验算

岩台吊车梁的局部承压强度可按公式（1-5-74）进行验算。

6．岩台承载力验算

假定岩台顶部压应力均匀分布，并略去锚杆的抗剪能力和梁侧面混凝土与岩壁的粘结力。

（1）岩台顶部压应力σ按下式计算：

$$\sigma=\frac{F_V}{a_0}\leqslant f_{mb} \tag{1-5-77}$$

式中　F_V——吊车梁竖向设计荷载，N/m；

f_{mb}——岩石抗压强度设计值，N/m²，由试验确定；

a_0——岩石有效宽度，m。

（2）岩石斜截面的剪应力验算。设岩台剪切面为45°角，则

$$\tau_{max}=\frac{\sigma}{2}\leqslant f_{mv} \tag{1-5-78}$$

式中　f_{mv}——岩石的抗剪强度设计值，由试验确定，N/m²。

5.5.6.4　无梁岩台结构

当吊车起重量$Q\leqslant30$t、围岩坚硬稳固时，岩台上可不设钢筋混凝土梁，只需在岩台上铺设300～500mm混凝土垫层，把吊车轨道直接固定其上即可。

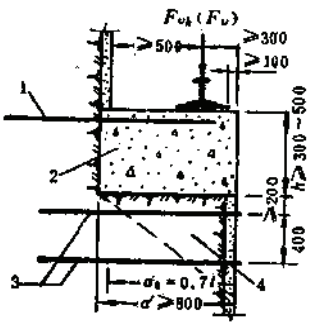


图 1-5-83　无梁岩台结构

1—锚杆；2—混凝土垫层；3—岩台加强锚杆；4—岩台

无梁岩台结构需进行下列几项强度验算：

（1）混凝土局部承压强度验算，垫层的混凝土强度等级一般不低于$C20$，并应按构造要求配筋。

（2）岩台顶面的压应力验算，岩台顶、侧面都应用高强度等级的混凝土填补。

（3）岩台斜截面剪应力的验算方法同岩台吊车梁。

无梁岩台的构造见图1-5-83。

由于爆破后岩层有不同程度的松动，所以岩台应设置1～2层加强锚杆，以增加其抗剪能力。锚杆的计算可按岩台吊车梁选取，锚杆砂浆不应低于$M20$。

5.5.7　吊车轨道与车挡

5.5.7.1　吊车轨道的种类、应用条件及其与吊车梁的固定连接

1．轨道种类

（1）小截面方钢轨道：常用规格为50×50mm²、60×60mm。

（2）铁路钢轨：常用轨型为TG24、TG38、TG43及TG50。

（3）吊车钢轨：常用轨型为QU70、QU80及QU100。

吊车轨道的型号一般应根据吊车起重量及跨度来选取，也可根据吊车产品标准的要求选用。

2．轨道的应用及其与吊车梁的固定连接

（1）小截面方钢轨道宜用于起重量$Q\leqslant10$t的梁式吊车，方钢可以直接焊于梁上，见图1-5-84a、图1-5-85；或将方钢与角钢焊接后再用螺栓固定于梁上，如图1-5-84b，多用于钢吊车梁。

（2）铁路钢轨一般用于$Q\leqslant50$t的轻、中级工作制吊车，钢轨与吊车梁的固定连接方法有弯钩螺栓连接和压板连接两种。对钢吊车梁当$Q\leqslant10$t时，可采用弯钩螺栓固定；当

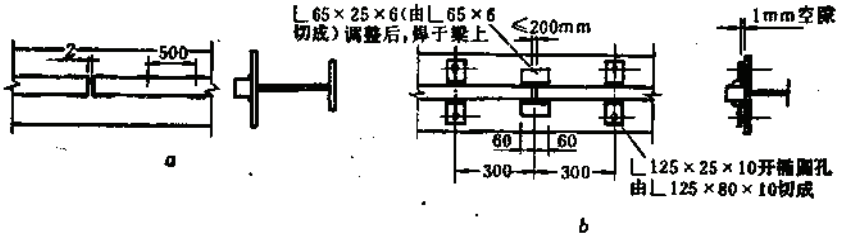


图 1-5-84 方钢轨道与钢吊车梁的连接

a—方钢与吊车梁的普通固定方法及拼接；b—方钢借助角钢与吊车梁连接

$Q>15t$时，可采用压板固定，见图1-5-85～图1-5-88所示。

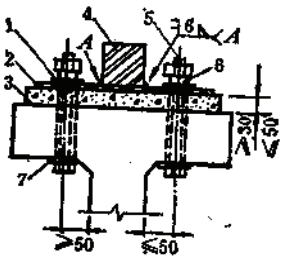


图 1-5-85 方钢轨道与钢筋混凝土梁的固定方法

1—垫板；2—钢垫板；3—混凝土垫层；4—方钢轨道；5—螺栓；6—弹簧垫圈；7—垫圈

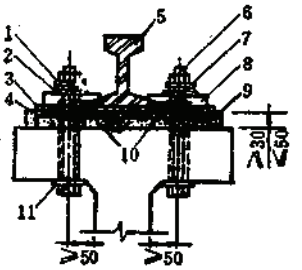


图 1-5-86 钢轨采用压板与梁固定（一）

1—弹簧垫圈；2—垫板；3—弹簧垫板；4—钢筋网；5—钢轨；6—螺栓；7—垫圈；8—压板；9—混凝土垫层；10—插片@1800；11—垫圈

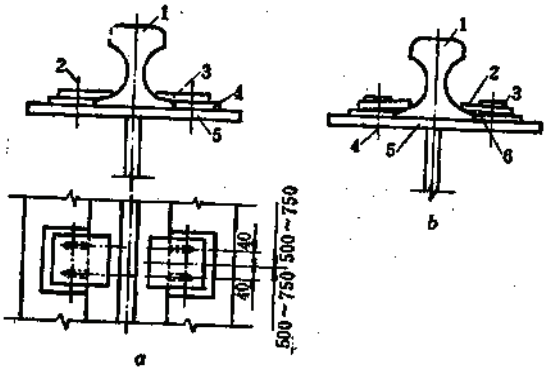


图 1-5-87 钢轨采用压板与钢梁固定（二）

a—压板与钢轨为面接触；b—压板与钢轨为线接触

1—钢轨；2—螺栓（$d=22mm$）；3—压板（$t=6$ mm）；4—垫板（$t=8\sim10mm$）；5—吊车梁上翼缘；6—楔形垫板

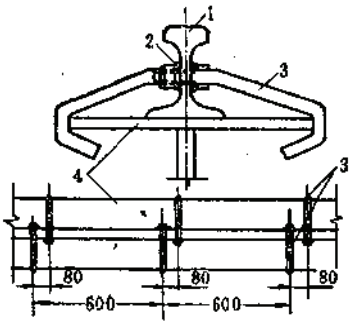


图 1-5-88 钢轨采用弯钩螺栓与钢吊车梁固定

1—钢轨；2—弹簧垫圈；3—弯钩螺栓（$d=22mm$）；4—吊车梁上翼缘

（3）吊车钢轨是专用钢轨，其高度小而轨面宽，腹板较厚，故其刚度和稳定性均比铁路钢轨好，可根据吊车起重量来选用。其固定方法应采用压板连接法。

5.5.7.2　轨道的拼接接头及安装要求

（1）小截面方钢钢轨的拼接接头如图1-5-89和图1-5-84所示。

（2）铁路钢轨的接头，如不采用对接焊接时，常采用平缝鱼尾板连接，可采用GB185—63鱼尾板，或采用自行加工的鱼尾板，见图1-5-90。接头应尽量设置在靠近梁端处。

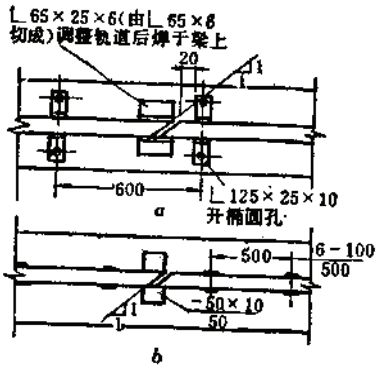


图 1-5-89　方钢拼接接头

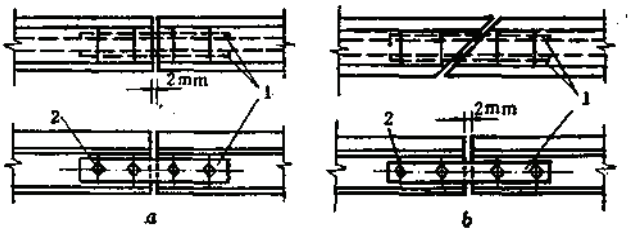


图 1-5-90　钢轨的拼接接头

a—平缝拼接；b—斜缝拼接

1—夹板（t=25mm），2—螺栓（带弹簧垫圈）

（3）吊车钢轨均采用自行加工的夹板进行拼接，其拼接接头与铁路铁轨的接头一样，分为平缝、斜缝拼接两种。

（4）轨道安装的偏差要求：

钢轨中心线位置的偏差为≤±5mm；两条钢轨中心线间的距离偏差为≤±5mm；硐室横向同一跨间同一位置上两条钢轨顶面的标高误差为：在梁支座处≤10mm；在其他位置处≤15mm；两轨头对接处沿平面和高度上的误差≤1mm。

5.5.7.3　车挡的类型和构造

吊车车挡设置在吊车梁端部以阻止吊车越出轨道。为减轻吊车对车挡的冲击，通常在车挡上设置缓冲用的橡胶板。地下硐室常用的车挡类型有：

1．端墙车挡

根据地下硐室的特殊条件，可直接在端墙上设置车挡，如图1-5-91所示。它的构造简单，制作方便，应优先采用，其结构型式可参照图1-5-91，也可视具体条件自行设计，但必须验算端墙在吊车纵向水平力作用下的局部承压强度。作用于每个车挡的吊车纵向水平设计荷载F_{VZ}可按下式计算：

$$F_{VZ}=\frac{0.8GV_{max}^2}{gnS_{ZC}}\gamma_0\gamma_Q \tag{1-5-79}$$

式中　G——冲击体的重力，对软钩吊车$G=G_0+0.1Q_n$，kN；

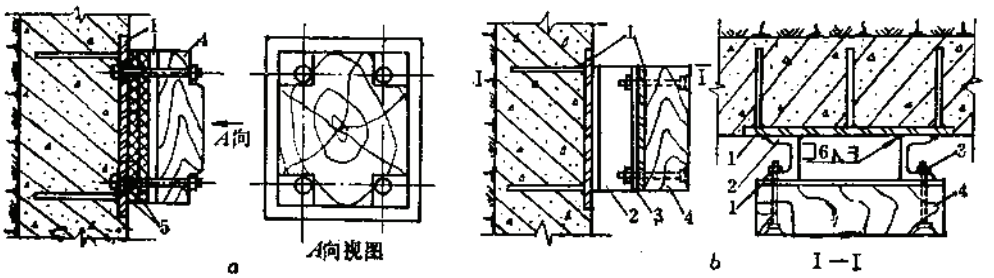


图 1-5-91 硐室端墙车挡

1—预埋钢板（-450×350×10mm）；2—槽钢（[10）；3—螺栓（4M10）；4—硬杂木块（400×300×100mm）；5—橡胶板（t=10mm）

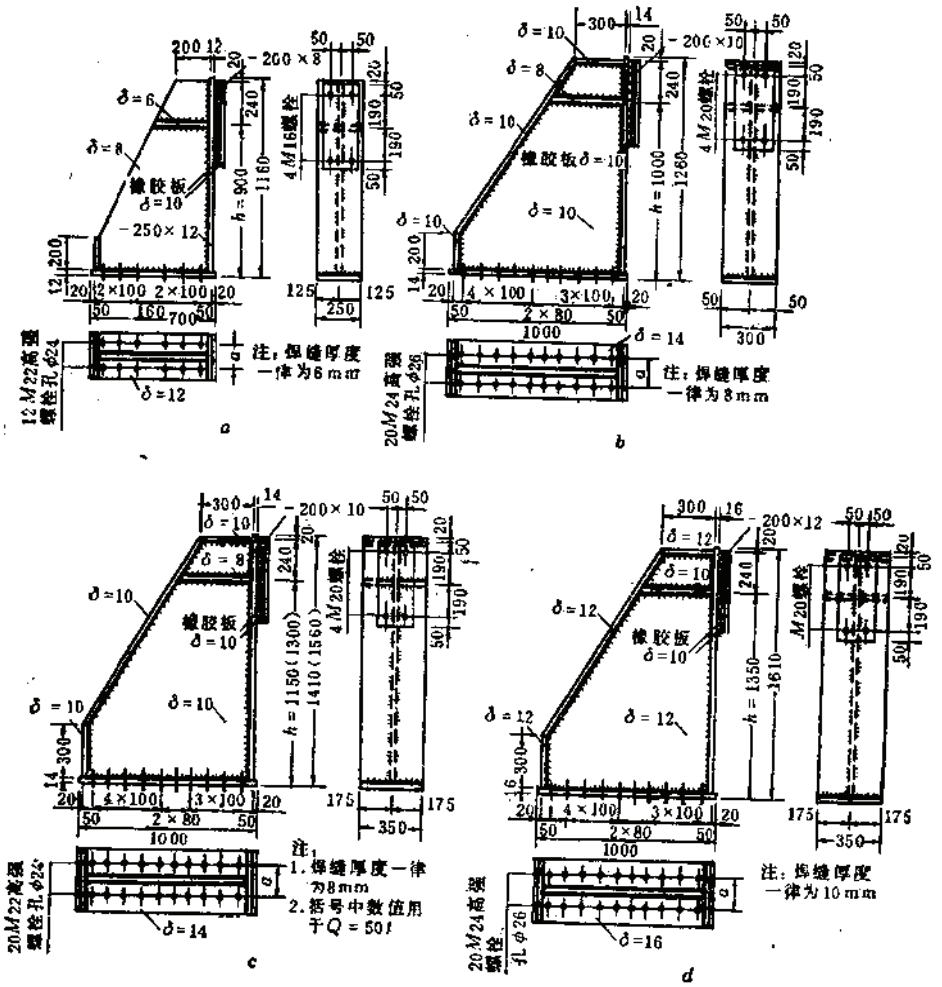


图 1-5-92 实腹式车挡

a—适用于Q≤10t吊车；b—适用于Q=15、20t；c—适用于Q=30、50t；d—适用于Q=75t

G_0——吊车的总自重，kN；

Q_e——吊车的额定起重量，kN；

V_{max}——吊车冲击车挡时的最大速度，取$V_{max}=0.7V$，V为吊车运行的额定速度，m/s；

g——重力加速度，取$g=9.81m/s^2$；

n——缓冲器数量，$n=2$；

S_{ZC}——缓冲器冲程，对$Q=5$、10、50/10、75～250t的吊车，$S_{ZC}=0.15m$；对$Q=15$、15/3、20/5、30/5t的吊车，$S_{ZC}=0.09m$；

γ_0、γ_Q——结构的重要性系数及活荷载效应系数，$\gamma_0=1.0$，$\gamma_Q=1.4$；

0.8——考虑车挡上弹性垫板变形等有利因素系数。

端墙的局部承压强度验算可按《混凝土结构设计规范》中有关规定进行。

2．实腹式车挡

实腹式车挡由数块钢板焊接而成，并用高强度螺栓连接于吊车梁端部。钢吊车梁一般均采用此种车挡，其构造可参照图1-5-92。

3．空腹式车挡

空腹式车挡一般用于钢筋混凝土吊车梁上，它采用槽钢和工字钢焊接成三角形支架式，并用粗制螺栓固定于梁的上翼缘上，其构造见图1-5-93。空腹式车挡可根据吊车起重量按《全国通用建筑标准图集》选用。

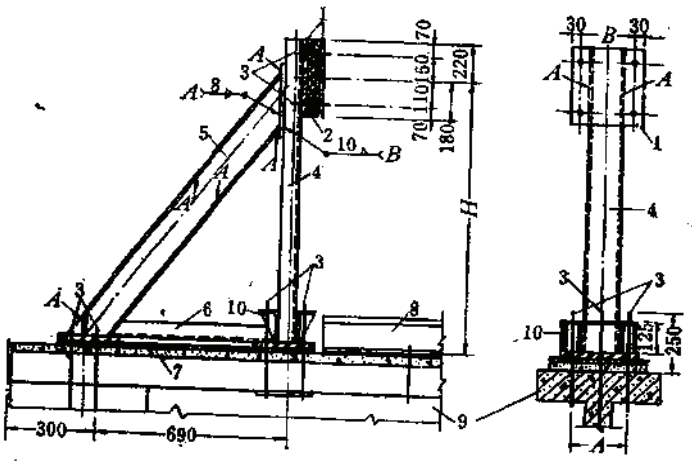


图 1-5-93　空腹式车挡

1—钢板；2—橡皮板；3—螺栓；4—槽钢；5—焊接工字钢；6—角钢或槽钢；7—安装前砂浆抹面；8—钢轨；9—吊车梁；10—螺栓支承托座

第六章 硐 室

责任编写单位 兰州有色冶金设计研究院
参加编写单位 长沙有色冶金设计研究院
沈阳铝镁设计研究院
编 写 人 李玉琴 张惠臣 梅源德 鲁永昌

6.1 提升机硐室

井下提升机硐室按提升系统可分为单绳提升机硐室和多绳提升机硐室两种类型；按井筒形式分有盲竖井提升机硐室和盲斜井提升机硐室。

多绳提升井下提升机硐室及单绳提升井下提升机的天轮硐室详见本卷第一章竖井工程。

盲竖井单绳提升系统的提升机硐室见图1-6-1，盲斜井单绳提升系统的提升机硐室见图1-6-2。

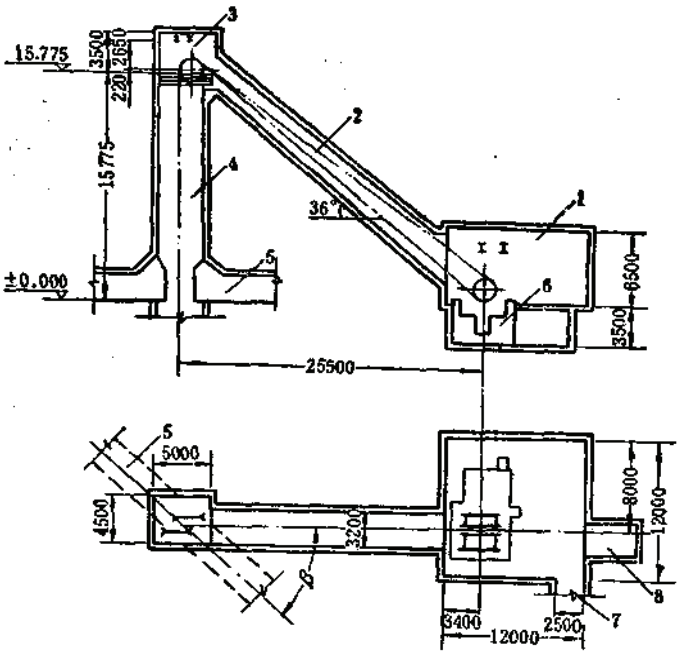


图 1-6-1 盲竖井单绳提升系统图（提升机φ2500，天轮φ2000）

1—提升机硐室；2—绳道；3—天轮硐室；4—井筒；5—马头门及车场；6—提升机基础；7—通道（大件道）；8—配电硐室

6.1.1 提升机硐室设计的一般规定

（1）提升机硐室应选择在稳定岩层内的车场运输巷一侧。硐室与运输巷道或井筒之间的岩柱为6～8m以上。

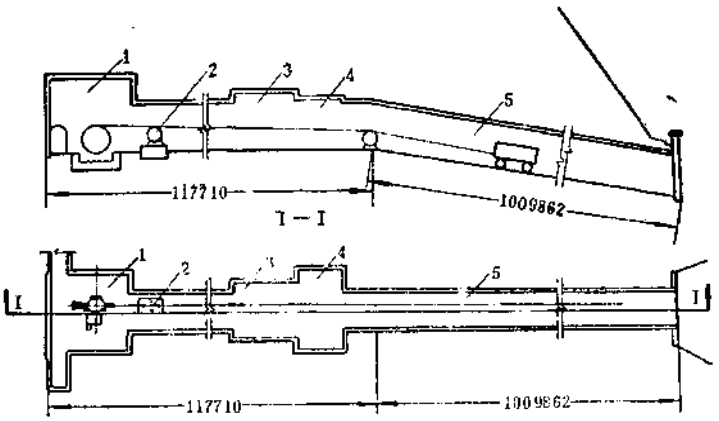


图 1-6-2　盲斜井提升系统图

1—提升机硐室（JK-2/20提升机）；2—游动天轮；3—装矿硐室；4—驱动站；5—斜井井筒

（2）提升机硐室地坪应高出该处巷道轨面0.2m。地坪一般应采用C10级混凝土地面，其厚度为0.1m。通道应向运输巷道做3‰的下坡。

（3）通道应设置向外开启的铁栅栏门、防火门，并布置在机房的一侧。提升机硐室必须设有大件道。通道兼做大件道时，其通道断面应满足设备最大件运输的要求。

（4）提升机硐室一般应砌碹或锚喷支护，硐室内不准有淋、渗和透水现象。

（5）硐室内应通风良好，温度不得超过30℃。

（6）配电硐室的位置应符合供电线路最短的原则布置在卷扬机硐室的一端，当其长度超过10m时，应有两个安全出口，每个出口应安装向外开启的铁栅栏门。配电硐室地坪比机房硐室地坪高0.1～0.2m。

（7）绳道底板倾角应与卷筒下部钢绳出绳仰角相等。绳道内应设有人行道、台阶和扶手。台阶宽度不小于0.8m。绳道断面除满足提升钢绳要求外，尚应满足天轮搬运的要求。

（8）提升机硐室应设置起吊设施，一般都设有起吊梁或吊车。

6.1.2　提升机硐室设计

6.1.2.1　提升机硐室尺寸的确定

提升机硐室尺寸见图1-6-3及表1-6-1、表1-6-3。

提升机硐室所设置的起吊设施，如吊环、起重梁或吊车，它的起重能力依卷筒直径大小配备，见表1-6-2。

起吊环、起重梁均应按计算选取，设置吊车时详见本卷第五章地下破碎系统。

6.1.2.2　绳道尺寸确定

1．钢绳中心位置计算

计算简图见图1-6-4，计算公式如下：

$$x_1 = x'_1 + f \tag{1-6-1}$$

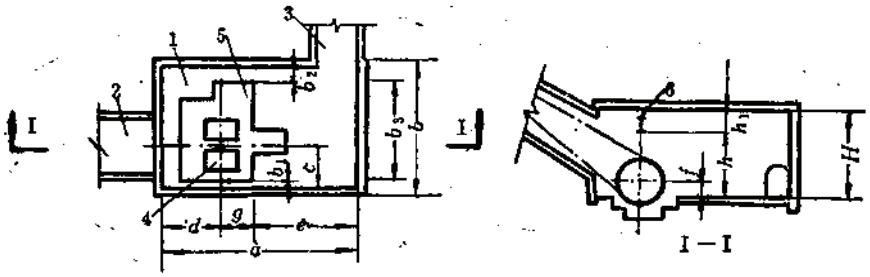


图 1-6-3 提升机硐室

1—提升机硐室；2—绳道；3—通道（大件道）；4—提升机；5—提升机及电动机基础；6—起吊梁

提升机硐室尺寸计算表 表 1-6-1

计算项目	硐室尺寸（m）		
	宽度 b	长度 a	高度 H
计算公式	$b=b_1+b_2+b_3$	$a=d+g+e$	$H=h+h_1$
符号注释及取值	b_1—提升机基础外缘至墙壁间距离，一般取值为1.0～1.5m b_2—电动机基础外缘至墙壁间距离，一般取≥1.5m b_3—设备基础的最大宽度，m	d—卷筒中心至前墙壁间的距离，(m)，由设备型号确定 g—卷筒中心至设备基础外缘的距离（m） e—基础外缘至后墙间的距离(m)，应考虑检修场地面积60～80m²	h—起重梁底面至地面的高度(m)，一般按设备起吊高度要求由矿机确定，或估算$h\geqslant D_1+1.5$ D_1—卷筒直径，m h_1—起重梁底面至拱顶的高度m，一般由拱形确定

起重能力配置表 表 1-6-2

卷筒直径 (m)	2	2.5	3	4
起重能力 (t)	5	5	5	10

$$x_2=x_1'+f \qquad (1\text{-}6\text{-}2)$$

$$x_1'=\frac{D_1}{2\cos\varphi_1}+d\,\mathrm{tg}\varphi_1 \qquad (1\text{-}6\text{-}3)$$

$$x_2'=\left(d-\frac{D_1}{2\sin\varphi_2}\right)\mathrm{tg}\varphi_2 \qquad (1\text{-}6\text{-}4)$$

式中 x_1——提升机上面钢绳与前墙中心线交点至硐室底板的高度，m；

x_2——提升机下面钢绳与前墙中心线交点至硐室底板的高度，m；

f——卷筒中心至硐室底板的高度，m；

D_1——卷筒直径m；

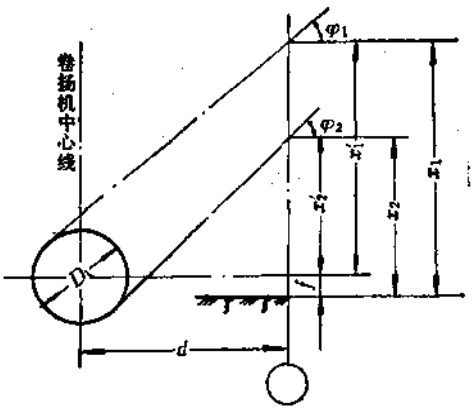


图 1-6-4 出绳孔位置

提升机硐室尺寸参数表　　表 1-6-3

序号	提升机型号	参数尺寸（m）					简图
		a	b	c	d	h	
1	JK-2/11.5 JK-2/20 JK-2/30	12	12	3.5	3.8	4	
2	JK-2.5/11.5 JK-2.5/20 JK-2.5/30	13	12.5	3.5	4.0	4	
3	2JK-2/11.5 2JK-2/20 2JK-2/30	12.5	12	3.5	3.8	4	
4	2JK-2.5/11.5 2JK-2.5/20 2JK-2.5/30	13	12.5	3.7	4.0	4	
5	2JK-3/11.5 2JK-3/20 2JK-3/30	14	13	4.1	4.2	4.5	
6	2JK-3.5/11.5 2JK-3.5/20 2JK-3.5/30	16.5	14	4.7	4.8	5	

d——卷筒中心至前墙中心线的距离，m；

φ_1——提升机上提升绳出绳仰角；

φ_2——提升机下提升绳出绳仰角。

2．盲竖井绳道尺寸确定

（1）盲竖井绳道底板角与下提升绳出绳仰角φ_2相同。

（2）绳道断面为下大上小的变断面，但均应满足天轮运输要求。

（3）绳道断面尺寸确定，见图1-6-5、图1-6-6及表1-6-4。

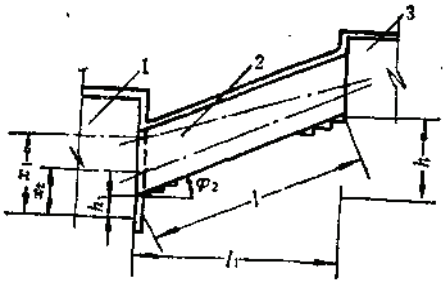


图 1-6-5　绳道长度计算图

1—提升机硐室；2—绳道；3—天轮硐室

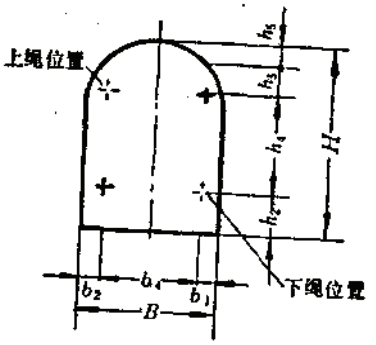


图 1-6-6　绳道断面计算图

斜绳道尺寸计算表 表 1-6-4

项目		绳道尺寸 (m)		
		长度 L	宽度 B	高度 H
计算公式	单卷筒	$L=\frac{h-h_1}{\sin\varphi_2}$	$B=b+b_1+b_2$	$H=h_2+h_3+h_4+h_5$ $h_4=(x_1-x_2)\cos\varphi_2$
	双卷筒	同上	$B=b+b_1+b_2+b_3$	
符号注释及取值		h—天轮硐室与卷扬机硐室的地坪高差，m； h_1—出绳前墙处绳道底板至卷扬机硐室底板的高差，m； φ_2—绳道底板倾角，取下绳仰角值	b—钢绳最大偏摆量，m b_1—钢绳与绳道壁的安全距离，一般取≥0.3m b_2—人行道侧钢绳偏摆最大位置时，钢绳至墙壁间的距离，一般取≥1.0m b_3—两卷筒的中心距，m	h_2—下提升绳至底板间的安全距离，一般取≥0.5m h_3—上提升绳至拱壁间的安全距离，一般取≥0.3m h_4—出绳点处两钢绳垂直绳道底板方向的高度，m h_5—拱形确定的超高量，m 其余符号同前

3. 斜井绳道

斜井绳道分为水平绳道和斜绳道两种类型。

（1）斜井斜绳道的尺寸确定与盲竖井绳道的相同。

（2）斜井水平绳道与一般巷道相同，长度由提升系统的配置来确定，见图1-6-2。

（3）靠近卷筒的天轮应设游动天轮一组或多组，游动天轮的布置分落地式和架起式两种。这样游动天轮硐室和绳道的结构应根据游动天轮的布置不同而异。

6.1.2.3 配电硐室

1. 配电硐室的布置

配电硐室根据配电设备的布置不同而异，通常分为硐室式、通道加宽式和布置在卷扬机硐室的合拼式三种。对于较大型的提升机硐室，宜采用单独的硐室式的配电硐室。当硐室长度小于10m时，采用图1-6-7布置型式；当硐室长度超过10m时，应按图1-6-8布置。

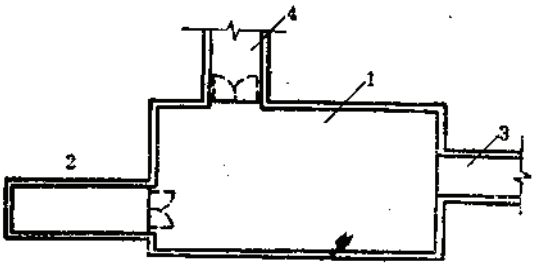


图 1-6-7 配电硐室布置（一）

1—提升机硐室；2—配电硐室；3—绳道；4—大件道

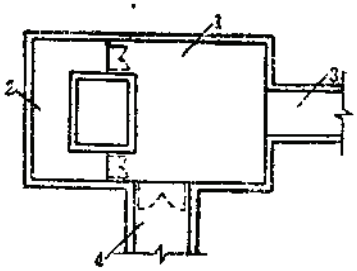


图 1-6-8 配电硐室布置（二）

1—提升机硐室；2—配电硐室；3—绳道；4—大件道

2. 配电硐室尺寸的确定

配电硐室的尺寸确定见图1-6-9和图1-6-10所示。

当配电设备单排布置时，硐室宽度B_1为

$$B_1=b+b_1+b_2 \tag{1-6-5}$$

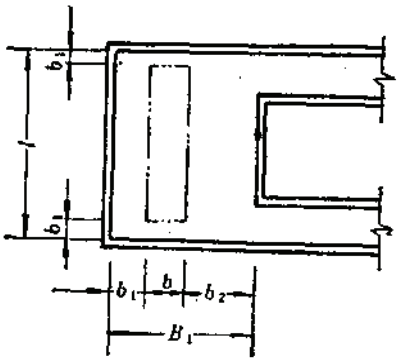


图 1-6-9　配电设备单排布置

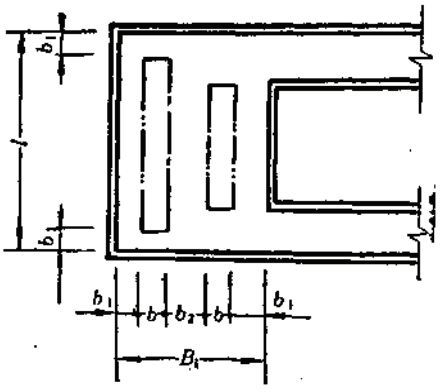


图 1-6-10　配电设备双排布置

当配电设备双排布置时，硐室宽度B_1为

$$B_1 = 2b + 2b_1 + b_2 \tag{1-6-6}$$

式中　b——电器设备的厚度（m）；

b_1——电器设备至边墙的距离，一般取≥0.5m；

b_2——人行道的宽度，一般取1.2～1.5m。

硐室的长度根据设备的布置确定，设备距端墙的距离应≥0.5m。

6.1.2.4　**通道（大件道）**

（1）通道断面应满足提升机最大件运输的要求，还要考虑管路安装和铺轨的条件和安全间隙。

（2）通道的位置应选择在运输方便，通风条件好的地段。

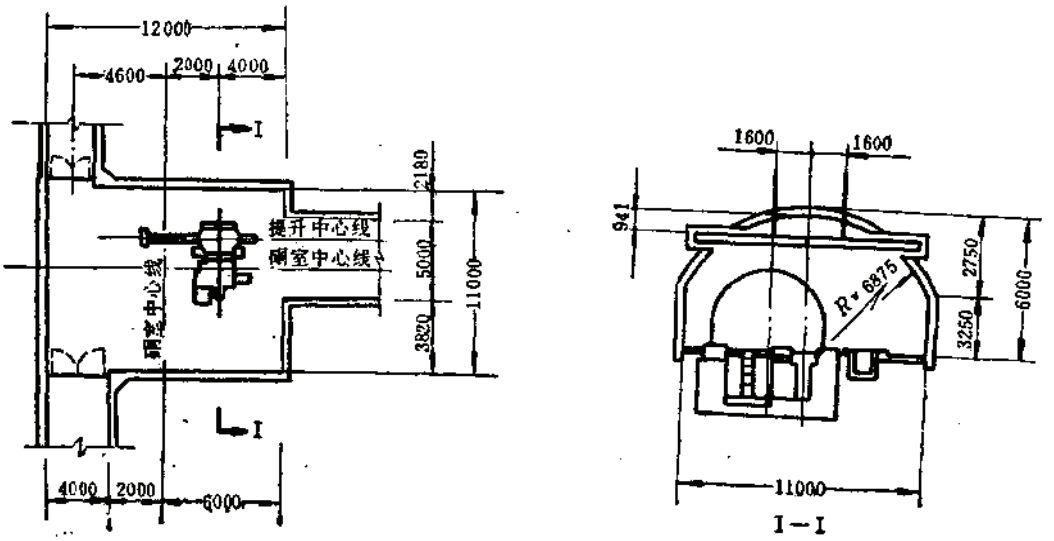


图 1-6-11　山西铝厂龙门山石灰石矿斜井提升机硐室

6.1.3 工程实例

工程实例见图1-6-11和图1-6-12。

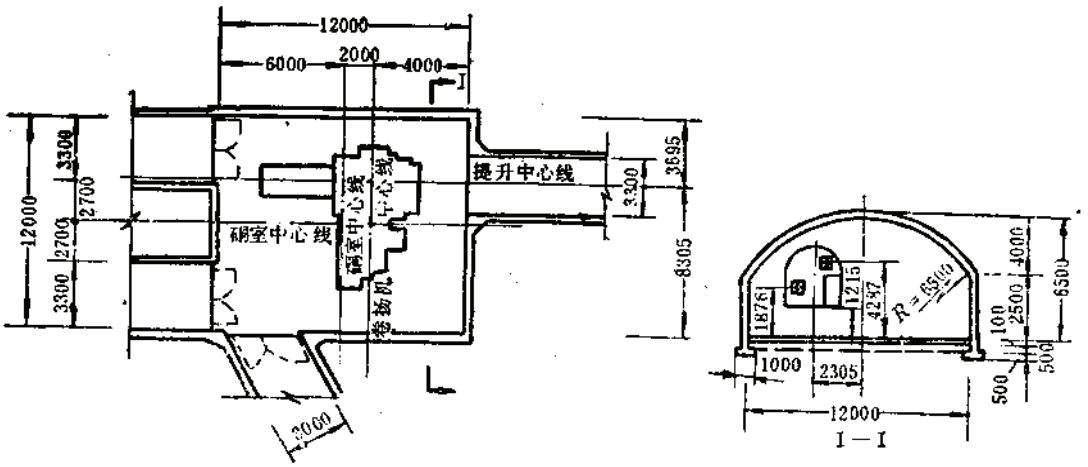


图 1-6-12 辽宁省宽甸县杨木杆矿盲竖井提升机硐室

6.2 水泵硐室、中央变电硐室、水仓及排泥

井下排水系统平面布置见图1-6-13。

6.2.1 水 泵 硐 室

6.2.1.1 水泵硐室设计的一般规定

（1）水泵硐室应布置在靠近铺设排水管的井筒，并与中央变电硐室毗邻。

（2）水泵硐室至少应设有两个出口。其中，一个出口通往井底车场，应安装密闭防火防水两用铁门一道；另一出口采用斜巷与井筒相通，斜巷与井筒连接平台处标高应高出水泵硐室地面7m以上。

（3）水泵硐室地面标高应高出井底车场巷道轨面0.5m；当为潜没式泵房时，其泵房地面应低于该处井底车场巷道轨面4～5m；

水泵硐室均应采用混凝土地面，并向吸水井或排水井（沟）做散水坡。

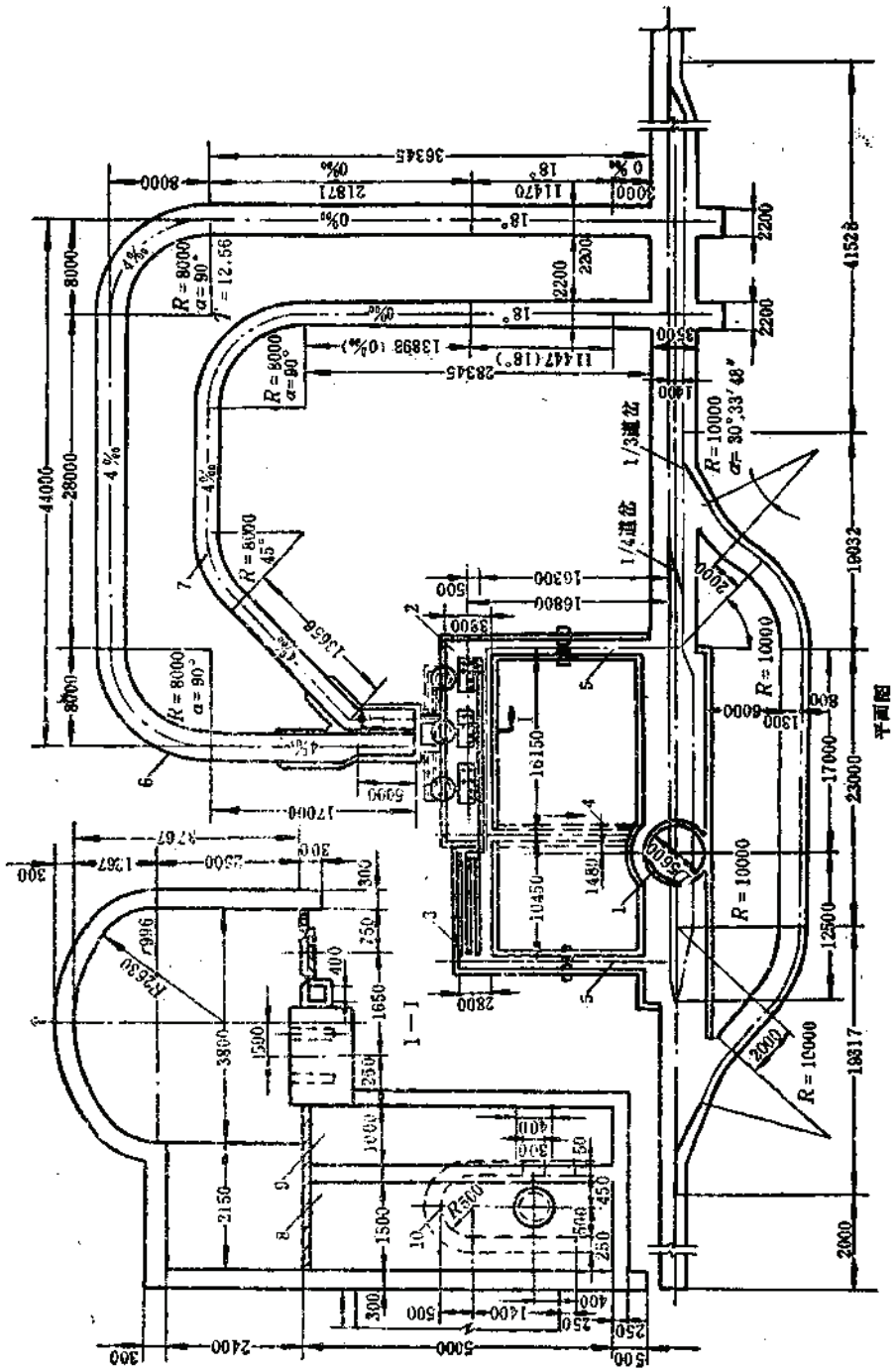
（4）水泵硐室一般应砌碹或采用光面爆破锚喷支护。

（5）水泵房人行道侧及与井底车场连通通道应铺设轨道，并采用转盘转向。通道的断面应满足最大设备或设备最大件的运输要求。

当为潜没式水泵房时，其通道为斜巷道，应设置绞车硐室。

（6）水泵房与井筒、井底车场运输巷道之间应留有6～8m的安全岩柱。

（7）水泵硐室应设置便于安装、检修的起重梁或吊车等起重设施。


平面图
1—1
1/4道岔
1/3道岔
R = 8000
α = 90°
R = 10000
α = 30°33′48″
R = 10000
R = 8000
α = 45°
R = 8000
α = 90°
R = 8000
α = 90°
R = 8000
α = 90°
R = 12.56
R = 10000
R = 10000
R = 10000
R = 10000
R = 8000
R = 8000
R = 8

6.2.1.2 硐室型式

水泵硐室分为普通式和潜没式两种型式。其优缺点及适用条件见表1-6-5。

普通式、潜没式水泵硐室比较表 表 1-6-5

型式	特征	优点	缺点	适用条件
普通式	1.水泵房与变电硐室、井底车场巷道高差较小 2.水泵采用吸水井吸水	1.与车场连接方便，施工较简单 2.通风条件较好 3.硐室工程量小 4.可以采用简易防水闸门防水	1.不能自动灌水，易产生气蚀现象，对水泵及管道磨损较严重 2.吸水高度较高，水泵效率较低 3.一般需设置真空泵 4.经营费较高	可以用于任何条件下的井下排水
潜没式	1.硐室底板比变电硐室及车场运输巷道低4～5m 2.水仓、吸水巷道与水泵硐室之间需设置防水挡墙 3.水泵硐室与井底车场巷道、变电硐室采用斜道连接 4.水泵吸水由吸水巷道直接压力灌水	1.压力进水，可采用吸水高度低，高效率的水泵 2.水泵无底阀，阻力小 3.水泵启动自动灌水，不产生气蚀现象，水泵及管道磨损小 4.经营费较低	1.硐室与车场连接复杂，需设置斜坡道、绞车硐室和分水巷道，工程量大，施工较复杂 2.进水巷防水挡墙易渗水，需采取防渗、漏措施 3.通风条件较差 4.必须设置可靠的密闭防水闸门及防水闸门硐室	涌水量较大的大、中型矿井井下排水

6.2.1.3 水泵硐室设计

水泵硐室的布置采用水泵沿硐室纵向布置方式，按水泵在硐室内的排列方式又分为单排和双排两种，一般常用单排布置型式。

1. 水泵硐室

1）水泵硐室尺寸的确定

水泵硐室尺寸的确定见表1-6-6。

2）水泵基础参数的确定

（1）水泵基础的平面尺寸应根据水泵机座的外形尺寸确定，见图1-6-14及表1-6-7。

水泵基础一般采用C10或C15级混凝土砌筑，预留孔及二次浇灌层采用C20级细石混凝土浇灌，预留孔的截面尺寸一般为100×100～150×150mm。

当采用预埋地脚螺栓时，应预留200～300mm深的安装调整孔，见表1-6-8。

（2）锚杆基础

当地基为岩体时水泵安装可采用锚杆基础，见图1-6-15。

水泵基础锚杆应按计算选用，并应满足锚杆不少于两排；水泵基础每排不少于3根，电动机基础每排不少于两根；锚杆排距为0.7～1.0m，锚固深度不小于1m。

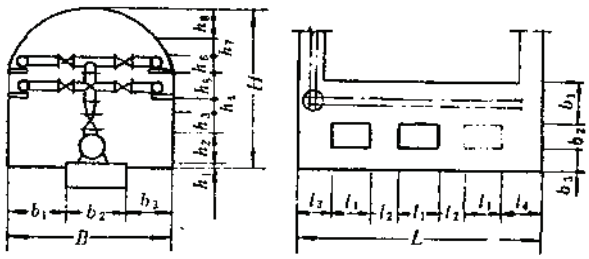
3）起重设施

水泵硐室均需设置起重设施。如：起重吊环、起重梁和吊车三种型式。一般常用设置起重梁型式。

对于整体砌筑的硐室可采用预留梁窝二次浇灌固定起重梁，当采用锚喷支护或不支护的硐室时，其起重梁固定方法见图1-6-16、图1-6-17。

水泵硐室尺寸确定　　表 1-6-6

图示



项目	硐室宽度 B	硐室高度 H	硐室长度 L
计算公式	$B=b_1+b_2+b_3$	$H=h_1+h_2+h_3+h_4+h_5+h_6+h_7+h_8$	$L=nl_1+(n-1)l_2+l_3+l_4$

符号及取值

B—硐室宽度（m）
b_1—水泵基础边缘距铺轨侧墙面的距离，一般取 $b_1=2\sim2.5$m
b_2—水泵基础的宽度（m）
b_3—水泵基础另一边缘距吸水井侧墙面的距离，一般取 $b_3=0.8\sim1.0$m
H—硐室的高度，m
h_1—水泵基础顶面距硐室地面的高度，m；
h_2—水泵的高度，m
h_3—闸板阀高度，m
h_4—逆止阀高度，m
h_5—四通接头高度，m
h_6—三通接头高度，m
h_7—三通接头至起重梁底面的高度，一般取 $h_7\geqslant0.5$m
h_8—起重梁底面至拱顶的高度，m
L—硐室的长度，m
l_1—水泵基础（包括电动机基础）的长度，m
l_2—两相邻水泵基础间的间距，一般取 $l_2=1.5\sim2$m
l_3、l_4—水泵基础外边缘至两端墙面的距离（m），考虑设备运输、贮存及检修场地等因素确定
n—硐室内安装同型号水泵的台数，当水泵型号不同时，应分别计算

水泵基础尺寸　　表 1-6-7

符号注释及取值

a—地脚螺栓中心线至基础边距离，取 150～250mm
b—水泵基础座至基础边的距离，取100～150mm
c—预留孔外缘至基础边的距离，取 $\geqslant$50mm
d—地脚螺栓直径，由水泵型号确定
h_0—地脚螺栓锚固长度，一般取 $\geqslant15d$，爪式取 $20d$
h_1—预留孔超深，取50～100mm
h_2—预留孔处混凝土厚度，取 150～200mm
H—基础埋置深度，$H=h_0+h_1+h_2+50$

预埋地脚螺栓调整孔尺寸　　表 1-6-8

螺栓直径（mm）	20	24	30	35	42	48	56
调整孔 $A\times A$（mm）	100×100		130×130		160×160		180×180

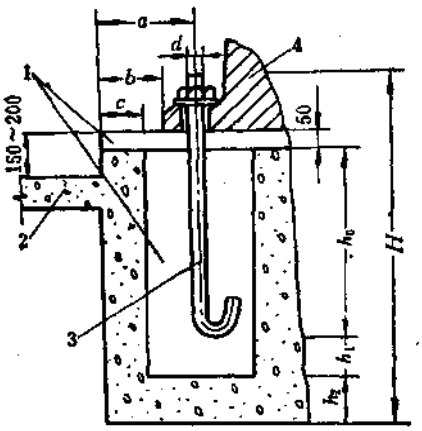


图 1-6-14 水泵基础尺寸图

1—二次浇灌细石混凝土；2—硐室地面；3—螺栓；4—水泵基座

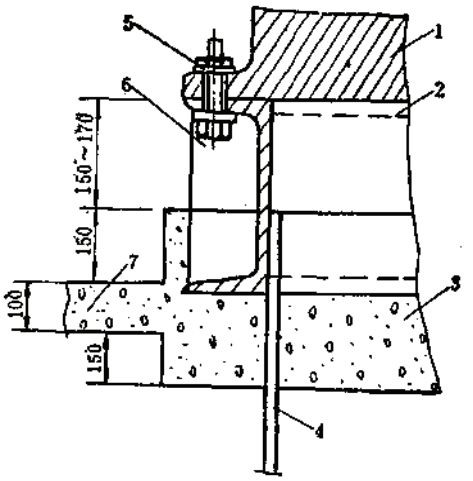


图 1-6-15 水泵锚杆基础图

1—水泵机座；2—槽钢基座；3—混凝土垫层；4—锚杆；5—连接件；6—加劲板；7—水泵硐室地面

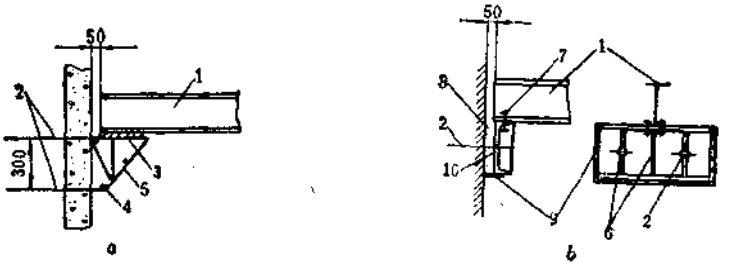


图 1-6-16 锚杆牛腿固定法

a—桁架牛腿；b—型钢牛腿；

1—起重梁；2—锚杆；3—垫板；4—连系钢筋；5—桁架；6—加劲钢板；7—连接件（或焊接）8—充填水泥砂浆；9—挡板；10—槽钢

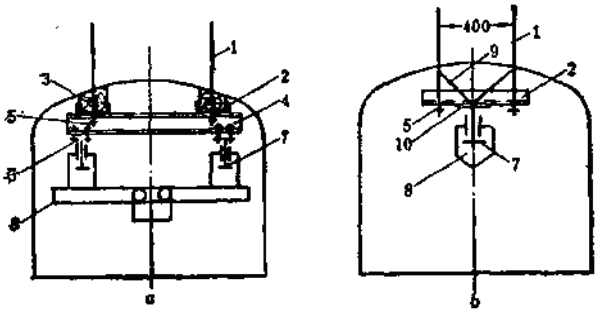


图 1-6-17 锚杆悬吊固定法

a—横向悬吊；b—纵向悬吊；

1—锚杆；2—连接槽钢；3—垫木；4—承重工字钢梁；5—连接件（或焊接）；6—连接件；7—吊车工字钢梁；8—吊车；9—加劲杆件；10—焊缝

2．吸水井、配水巷

1）普通水泵硐室

当配置成无配水井、配水巷时，见图1-6-18。吸水井直接与内、外水仓相连接，其连接结构见图1-6-21。吸水井一般为矩形断面，可几台水泵共用一口吸水井，采用分水闸阀控制水量。

当配置成有配水井、配水巷形式时，见图1-6-19。

吸水井通过配水巷、配水井与内、外水仓相连接型式，吸水井一般为直径1.2m的圆形，配水井为矩形，吸水井底标高应低于配水巷底板1m左右，一般为一台水泵设一口吸水井。

水仓与吸水井或配水井之间应设置不小于300mm厚的钢筋混凝土挡水墙，配水井上部为拱形壁龛，其净高应大于1.8m，配水巷宽度不小于1.5m，高度不小于1.8m。

2）潜没式水泵硐室

潜没式水泵硐室采用分水巷、进水巷直接向水泵供给压力水，见图1-6-20。

分水巷设置分水闸阀硐室，安装操作平台，高度一般不低于4.5m。进水巷应设置钢筋混凝土挡水墙，并采取防渗漏措施。

进水巷，分水巷与水仓的连接结构见图1-6-22。

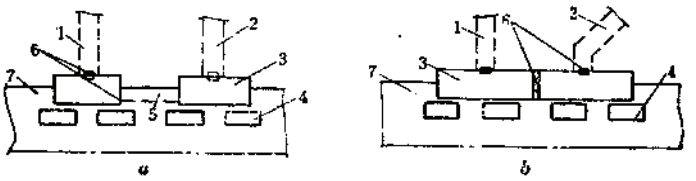


图 1-6-18　无配水井、配水巷的吸水井布置图

a—有联络巷的吸水井；b—无联络巷的吸水井

1—外水仓；2—内水仓；3—吸水井；4—水泵基础；5—吸水井联络巷；6—分水闸阀；7—水泵硐室

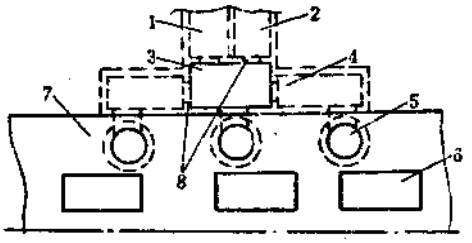


图 1-6-19　有配水井、配水巷的吸水井布置图

1、2—内、外水仓；3—配水井；4—配水巷；5—吸水井；6—水泵基础；7—水泵硐室；8—配水闸阀

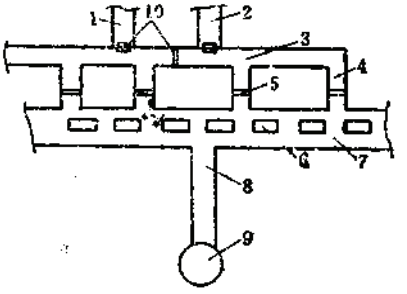


图 1-6-20　潜没式水泵硐室进水巷

1—外水仓；2—内水仓；3—分水巷；4—进水巷；5—挡水墙；6—水泵基础；7—水泵硐室；8—管子道；9—井筒；10—分水闸阀

3．真空泵硐室

普通水泵硐室的水泵为解决水泵启动灌水和防止气蚀现象应配置真空泵，设置真空泵

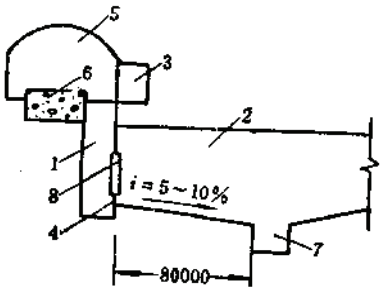


图 1-6-21 吸水井与水仓的连接结构

1—吸水井；2—水仓；3—真空泵硐室；4—挡泥溢流墙；5—水泵硐室；6—水泵基础；7—排泥设施；8—分水闸阀

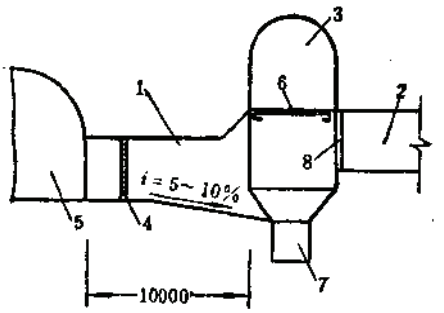


图 1-6-22 进水巷、分水巷与水仓的连接结构

1—进水巷；2—水仓；3—分水巷闸阀硐室；4—挡水隔墙；5—水泵硐室；6—操作平台；7—排泥设施；8—分水闸阀

硐室，见图1-6-20中之3。一般采用平顶式壁龛结构，其宽度为2.5m，高度不低于1.8m。

4．电缆沟及排水沟

电缆沟结构见图1-6-23，电缆沟规格尺寸见表1-6-9。

电缆沟底应有1％的排水坡度，坡向吸水井或集水井，并与其相通。

水泵硐室必须设置排水沟，通至吸水井。潜没式水泵硐室尚应设置集水井，水沟坡向集水井并与其相通。

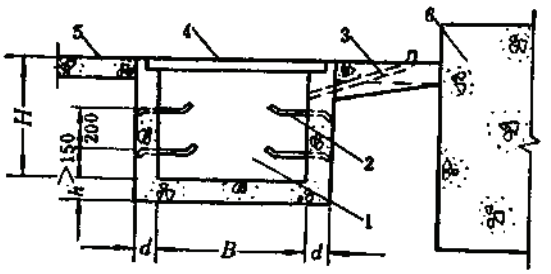


图 1-6-23 电缆沟结构图

1—电缆沟；2—电缆支架（圆钢或角钢）；3—预埋铁管；4—钢筋混凝土盖板；5—水泵硐室地面；6—电动机基础

电缆沟尺寸 表 1-6-9

符号注释及取值	B—电缆沟宽度，可取0.4m、0.5m、0.6m H—电缆沟高度，可取0.4m、0.6m、0.8m d—电缆沟壁厚，混凝土壁厚取100～150mm，砖砌取120～240mm h—电缆沟底板厚度，一般为混凝土砌筑，取100mm

5．管子斜道

（1）管子斜道倾角一般为25°～30°。当为潜没式水泵硐室时，最大边不应超过45°，管座大梁顶面距硐室地面应大于7m。

（2）人行台阶宽度大于600mm，踏步高度不大于300mm。

（3）管子斜道的宽度由排水管的规格、数量以及布置型式确定，高度不小于2m。应在与井筒连接的平台处设置起重吊环。

（4）管支座梁计算

当考虑管道自重时，水锤系数取1.5，按（1-6-7）式计算。

$$P=1.5\gamma HS+Hq_2+B_0q_1 \tag{1-6-7}$$

当不计管道自重时，水锤系数取2.0，按（1-6-8）式计算。

$$P=2\gamma HS+q_1B_0 \tag{1-6-8}$$

式中　P——计算荷载，kN；

γ——水的重度，kN/m³；

H——排水高度，m；

S——排水管净断面积，m²；

B_0——梁的计算跨度，m；

q_1——钢梁单位的重力，kN/m；

q_2——排水管单位重力，kN/m。

按计算荷载P及其作用点计算该简支梁的内力，并按其内力选取梁的截面尺寸。

6．通道及铺轨

1）通道

通道断面尺寸应能满足设备最大件的运输要求。其宽度一般为2～2.5m，高度为2.5m左右，长度由配置确定，一般为8～10m。为便于防水闸门的闭启，通道应铺设混凝土地面。

普通水泵硐室通道应设置栅栏门、防水门，一般防水闸门可按承压0.1～0.15MPa设计，潜没式水泵硐室时，防水闸门按最大水压力设计。防水闸门硐室详见本章6.5防水闸门硐室一节。

2）铺轨

通道及硐室内轨道固定方法见图1-6-24。

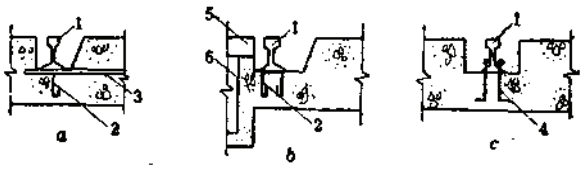


图 1-6-24　轨道固定方法

a—预埋扁钢焊接钢轨结构；*b*—焊接锚栓轨道预埋结构；*c*—预埋螺栓轨道固定结构；
1—钢轨；2—锚栓（间距300mm）；3—预埋扁钢（－6×100间距700mm）；4—地脚螺栓（间距700mm）；5—电缆沟盖板；6—电缆沟

6.2.1.4　工程实例

图1-6-25为中条山篦子沟铜矿（489m）水泵硐室、中央变电硐室，表1-6-10为工程量及材料消耗量表，图1-6-26为大厂锡矿东风井（355m）水泵硐室，图1-6-27为凡口铅锌矿（－160m）潜没式水泵硐室。

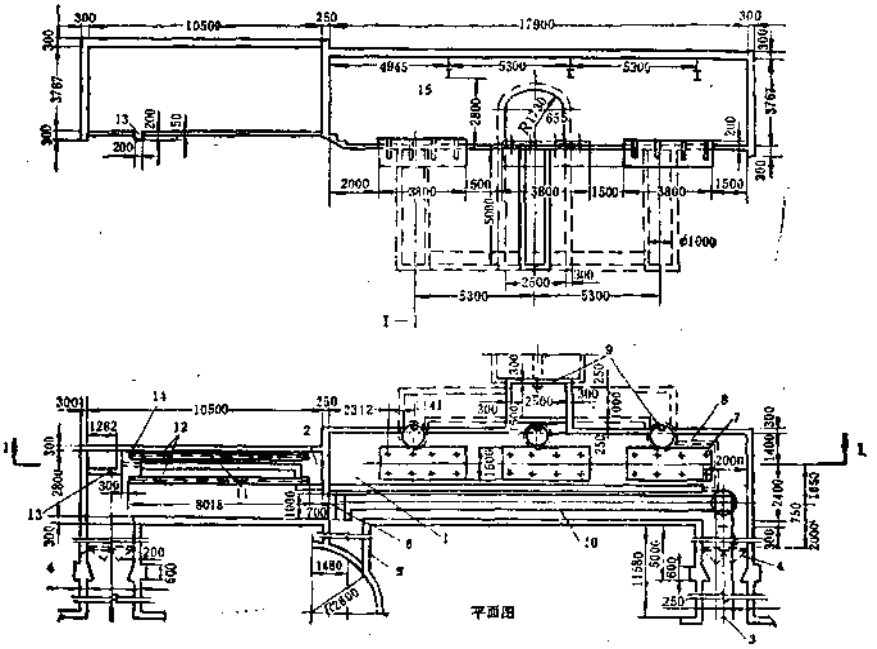


图 1-6-25 中条山篦子沟铜矿（489m）水泵硐室、中央变电硐室

1—水泵硐室；2—中央变电硐室；3—通道；4—钢丝网门；5—管子斜道；6—栅栏门；7—水泵及电动机基础；8—电缆沟预埋排水管；9—直爬梯；10—轨道及转向盘；11—电缆沟；12—预埋角钢；13—集油槽；14—预埋排油管；15—起重梁

工程量及材料消耗量表 表 1-6-10

工程项目	断面(m²)		长度	开凿量	材料消耗量			备注
	掘	净	(m)	(m³)	混凝土(m³)	钢材(t)	木材(m³)	
水泵硐室	16.43	13.30	17.90	306.1	86.8			
变电硐室	12.96	10	10.5	145.7	44.1			
吸水井	1.77	0.79	3×5	27.9	15.45	2.94		主筋φ12～4，副筋φ8～10
配水井	7.64	5.56	5	51.4	12.59			
配水井硐室	7.38	5.06	2.45	18.1	7.9			
配水巷	2.98	1.79	9	26.8	11.96			
管子斜道	3.52	2.54	16	57	17	0.325		木梯子
绞车硐室	4	4	4	16				
内、外水仓	5.5	5.5	185	1017.5				
水仓隔墙、藏岔				40				
通道	6.14	4.15	23.2	145.2	44.06			
水泵基础	1.6	1.6	3×3.8	18.2	18.24			
合计				1869.9	258.15	2.94	0.325	

6.2.2 中央变电硐室

6.2.2.1 中央变电硐室设计的一般规定

（1）中央变电硐室应布置在井下主排水阶段，并与水泵硐室毗邻。地面应高于该处

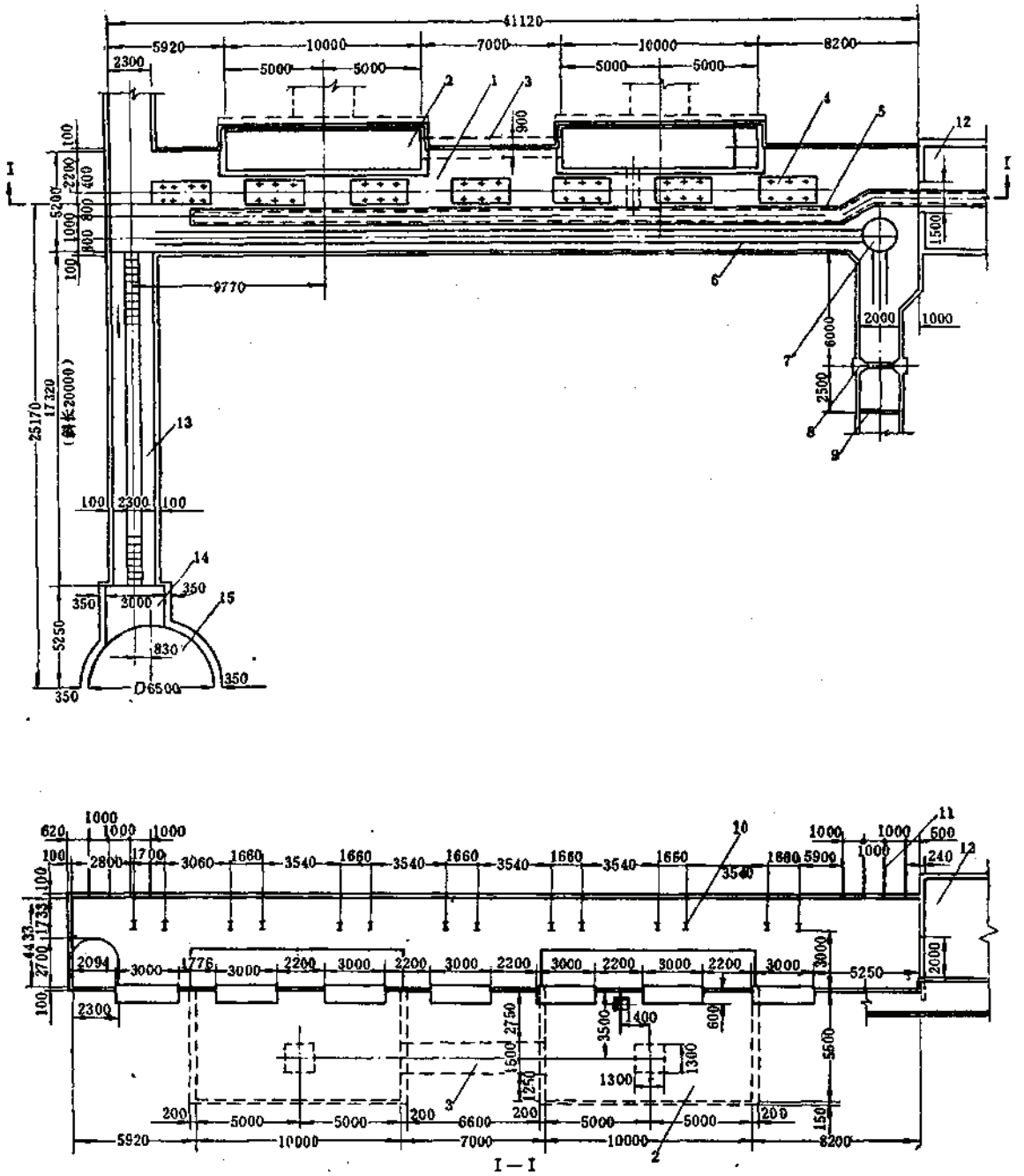
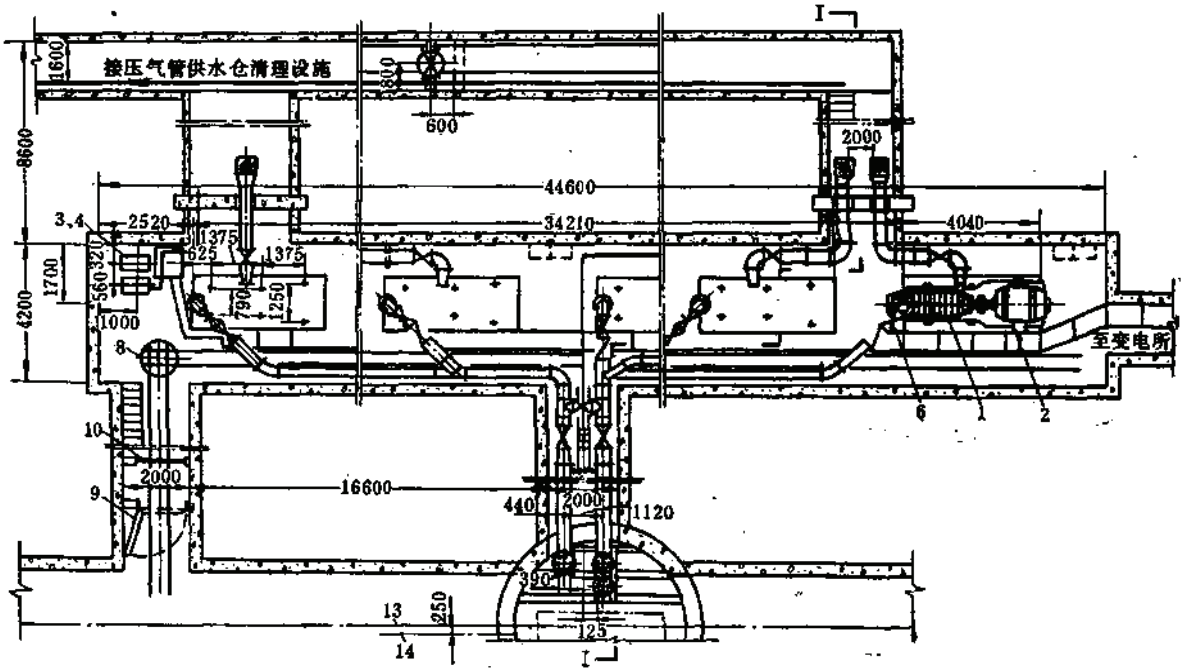


图 1-6-26　大厂锡矿东风井（355m）水泵硐室

1—水泵硐室；2—吸水井；3—分水巷；4—水泵基础；5—电缆沟；6—轨道；7—转向盘；8—防水闸门；9—栅栏门；10—起重梁；11—锚杆；12—中央变电硐室；13—管子斜道；14—管子道平台；15—副井



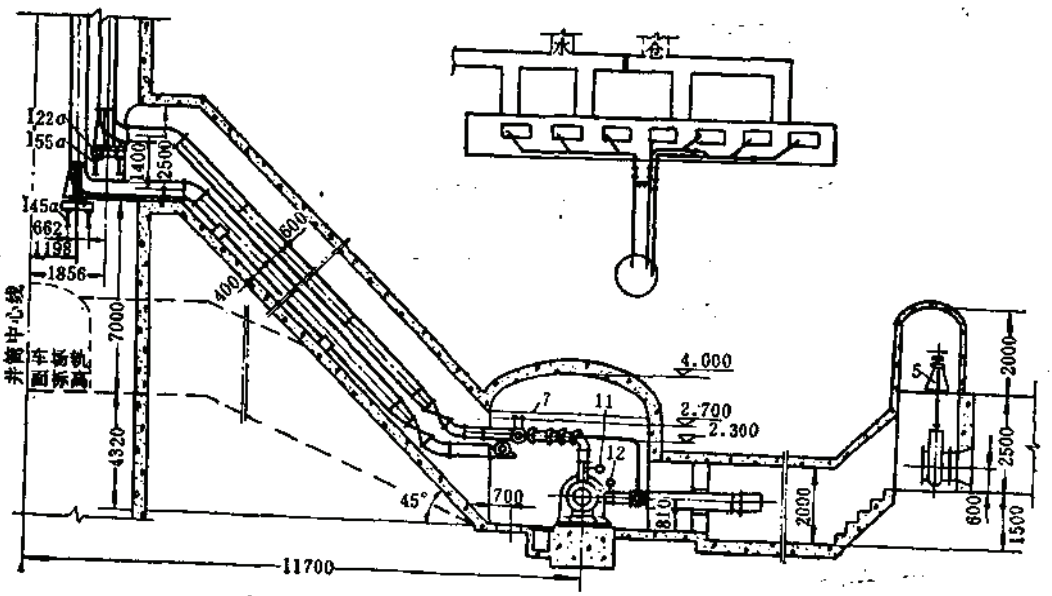


图 1-6-27 凡口铅锌矿（-160m）潜没式水泵硐室

1—8DA8×9水泵；2—电动机；3、4—水泵及电动机；5—φ750分水闸阀；6—电动闸阀；7—手动葫芦；8—转向盘；9—防水闸门；10—铁栅栏门；11、12—电表；13—井筒中心线；14—轨道中心线

运输巷道轨面0.5m，高于水泵房地面0.3m。

（2）变电、配电硐室的长度超过10m时●，应在两端各设置安全出口，并安装外开的铁栅栏门。

有爆炸、淹没、火灾危险的矿井中，机电硐室都应设置防火门或防水门。从硐室出口防火门起5m内的巷道应砌碹或采用不燃性材料支护。

（3）变电、配电硐室装有带油的设备时，可不设置专用的集油坑，但要在门口加筑一个门栏，其高度不低于100mm。

（4）井下永久性中央变、配电硐室或井底车场内的其它硐室的顶板和墙壁应不渗水●，电缆沟无积水。

（5）变、配电硐室之间、变电硐室与水泵硐室之间均应设置防火隔墙、防火门。

（6）硐室通风良好，空气温度不超过30℃●。

（7）硐室一般采用混凝土地面。

6.2.2.2　中央变电硐室设计

中央变电硐室由变压器硐室、配电硐室（高压配电、低压配电）和安全通道组成，见图1-6-13、图1-6-28。

1．硐室尺寸确定

硐室内机电设备布置由机电专业提供，一般采用单排布置。硐室尺寸确定见图1-6-28、表1-6-11。

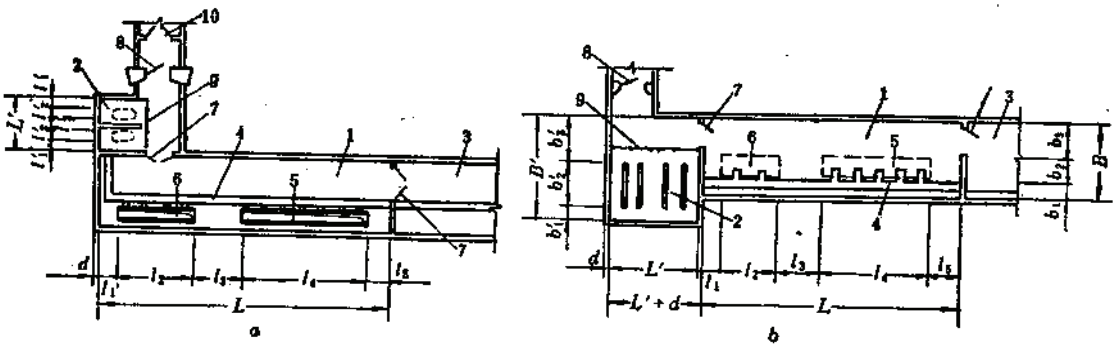


图 1-6-28　中央变电硐室平面布置

a—*L*形布置；　*b*—一字形布置；

1—配电硐室；2—变电硐室；3—水泵硐室；4—电缆沟；5—高压开关柜；6—低压配电箱；7—防火门；8—防水密闭门；9—安全隔栏；10—栅栏门

2．通道

通道规格应能满足最大设备或最大件的运输要求，其宽度一般为2～2.5m，高度为2.5～3m。通道入口处需安装铁栅栏门一道。底板坡向出口，以便排水。

3．电缆沟

● 《化学矿山安全规程》规定：硐室长度超过6m时，应在两端各设一个出口。

● 《冶金矿山安全规程》规定：井下永久性中央变、配电所和井底车场内其它机电硐室必须砌碹。

● 《建材矿山安全规程》规定：机电硐室的空气温度不得超过摄氏30℃，温度超过时要采取降温和其它措施。

电缆沟与水泵硐室相通，其结构及规格见图1-6-23和表1-6-9。

中央变电硐室电器预埋件较多，应按电力专业的要求预埋。

中央变电硐室尺寸计算表（图 1-6-28） 表 1-6-11

项目	变电硐室尺寸			配电硐室尺寸		
	宽度	长度	高度	宽度	长度	高度
公式	$L'=2l'_1+nl'_2+l_2$	$B'=b'_1+b'_2+b'_3$	H	$B=b_1+b_2+b_3$	$L=l_1+l_2+l_3+l_4+l_5$	H
符号注释	l'_1—变压器至端墙的距离，一般取≥500mm l'_2—变压器的宽度，由变压器型号确定 l'_3—两变压器之间的距离，一般取≥800mm B'—变电硐室的长度，mm L'—变电硐室的宽度，mm b'_1—变压器至后墙的距离，一般取≥500mm b'_2—变压器的长度，由变压器型号确定 b'_3—人行道侧通道的宽度，一般取≥1500mm n—变压器台数，型号不同时应分别计算 L—配电硐室的长度，mm l_1—低压配电箱至端墙的距离，取500mm l_2—低压配电箱的长度，mm l_3—低、高压配电箱设备间距，取≥800mm l_4—高压开关柜布置的长度，mm			l_5—高压开关柜至端墙的间距，mm B—配电硐室的宽度mm b_1—设备至后墙的间距，取≥500mm b_2—设备宽度，mm b_3—人行道侧的宽度，取1500～2000mm H—硐室高度，一般H≥5000mm		

工程实例见图1-6-25。

6.2.3 水 仓

6.2.3.1 水仓的类型及适用条件

水仓的类型及适用条件见表1-6-12。目前国内矿山井下排水工程中常用的为普通型和

水仓类型及适用条件 表 1-6-12

类型	特征	优点	缺点	适用条件
普通型	1. 人工清泥 2. 采用机械清泥（清泥机、铲运机，电爬等）	1. 布置简单 2. 工程量小，施工方便	1. 清泥作业条件差 2. 污染较严重 3. 水质难以达到排放标准	含泥砂量小的矿山
清水仓	1. 沉淀池沉淀泥砂 2. 残留泥砂用压气罐打入沉淀池或泥库	1. 清泥砂效果好，操作简单 2. 无污染，水质可达到排放或使用标准	1. 工程量大、施工复杂 2. 基础资料要求准确、严格	1. 含泥砂量较大 2. 涌水量较大的矿山
混合型	仓内安装压气排泥罐，潜污泵或水抽子将泥浆打入泥库或集泥池	1. 效率高、劳动强度低 2. 无污染、水质可达到排放标准	1. 工程量较大，施工复杂 3. 管路易磨损 3. 基础资料要求严格	1. 含泥量较大 2. 涌水量较大的矿山
混水仓	1. 泥浆直接排至地表 2. 设置仓底高压风、水管或起浪泵，不使泥浆沉淀	1. 工程量小，施工简单 2. 无污染 3. 工艺简单，劳动强度低	1. 泥浆泵及管路易磨损 2. 需要建设地表清水工程	1. 泥砂含量较大，为0.1mm粒径以下为主 2. 设备容易解决

混合型水仓两种，但对于缺乏水力资源的地区，为综合利用地下水力资源，清水仓将发挥重要作用。

6.2.3.2　水仓设计的一般规定

（1）水仓应由两个独立的巷道系统组成。涌水量较大的矿井，每条水仓的容积应能容纳2～4 h的井下正常涌水量。一般矿井主要水仓总容积、应能容纳6～8 h的正常涌水量。水仓进水口要有篦子。水砂充填和水力采矿的矿井，在进入水仓之前，应设置沉淀池。沉淀池和水仓中的淤泥要定期清理。

（2）水仓的布置应与井底车场、水泵硐室等工程综合考虑。水仓入口应设在车场排水沟坡度的最低处。

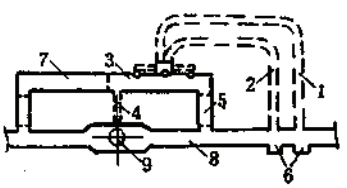
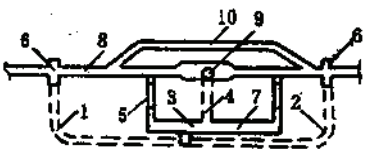
（3）水仓巷道之间间距不小于8m，互不渗、漏水。水仓的坡度采用2～3‰，向吸水井方向上坡，水仓最低点应设在清理斜巷的下部，并应设置集水窝，以便清泥时排除仓内积水。水仓的平曲半径一般为8～10m，清理斜巷的倾角一般为10°～20°。

（4）水仓顶板标高应低于普通式水泵硐室地面标高1m以上，且不高于水仓入口处水沟底板标高。

6.2.3.3　水仓的布置

（1）水仓的布置型式分单侧和双侧布置两种，其特征及适用条件见表1-6-13。

水仓的布置型式　　表 1-6-13

型式	图例	特征	适用条件
单侧布置	 1,2—内、外水仓；3—水泵硐室；4—管子斜道；5—通道；6—绞车硐室；7—中央变电硐室；8—井底车场巷道；9—副井	1. 水仓入口在井底车场的同一侧 2. 水仓进水和清泥容易控制 3. 清泥时影响大巷运输	1. 中央竖井开拓的环形车场 2. 侧翼竖井开拓
双侧布置	 1、2—左、右水仓；3—水泵硐室；4—管子斜道；5—通道；6—绞车硐室；7—中央变电硐室；8—井底车场巷道；9—副井；10—绕道	1. 水仓入口分别设在井底车场巷道的两侧 2. 两水仓入口和清泥控制较复杂 3. 清泥的影响大巷运输	中央竖井开拓的梭形车场

（2）水仓与井底车场巷道一般采用平通道连接，然后接入清理斜巷，见图1-6-29、图1-6-30。

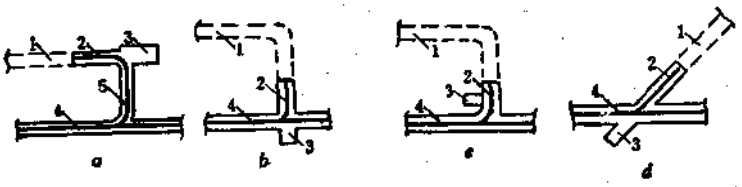


图 1-6-29 水仓与井底车场的连接

a—正交（绞车硐室在联络巷内）；b—正交（绞车硐室在运输巷道内）；c—正交（绞车硐室在入口通道内）；d—斜交（绞车硐室在运输巷道内）

1—水仓；2—水仓入口平通道；3—绞车硐室；4—车场巷道；5—联络平巷

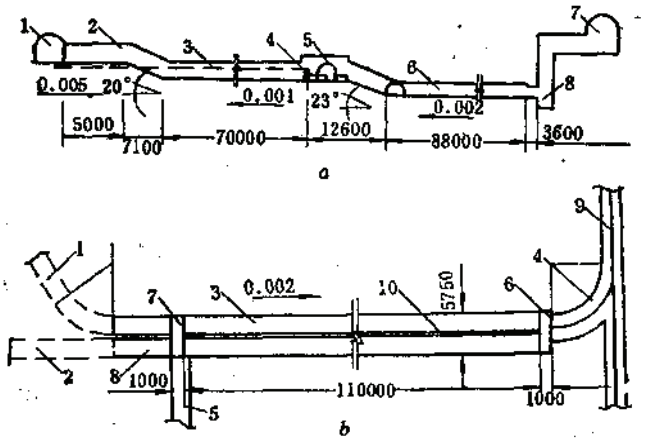


图 1-6-30 设沉淀池的水仓与车场巷道的连接

a—水从水沟最低点进入；

1—车场进水平巷；2—水仓入口平通道；3—沉淀池；4—挡水墙；5—联络平巷；6—水仓；7—水泵硐室；8—吸水井

b—水从主排水沟上游进入；

1—外水仓；2—内水仓；3—沉淀池；4—进水巷；5—联络巷；6—进水分配槽；7—出水分配槽；8—斜道；9—车场巷道；10—隔墙

6.2.3.4 水仓设计

1. 水仓的长度

水仓平面应根据车场最低点和水泵硐室的平面关系确定。首先进行平面闭合计算，由于仓底坡度 i 很小，一般可用平面长度为水仓长度的近视计算方法：

$$l = \frac{(6\sim8)Q}{nbh_1} \tag{1-6-9}$$

式中 l——每条水仓的长度，m；

Q——矿井正常涌水量，m^3/h；

n——水仓的条数，一般取$n=2$；

b——水仓的净宽度，一般取2～3m；

h_1——有效水深，一般取1.5～2m。

2. 水仓断面计算

水仓容积分为有效容积V_1、无效容积V_2，见图1-6-31所示。取水仓长度的中点断面计算，则水仓有效断面为S_1，无效断面为S_2，总断面为S，

$$S=S_1+S_2 \tag{1-6-10}$$

$$S_1=\frac{(6-8)Q}{l}$$

$$S_2=\left(\frac{1}{2}h_4+h_3\right)b$$

$$h_4=il$$

$$h=h_1+h_2 \tag{1-6-11}$$

式中　h_2——水仓无效高度，m；

h_3——水仓与吸水井连接处分水闸阀底面至水仓底板的距离，m；

h_4——水仓两端的坡度高差值，m；

i——水仓的坡度，一般取2～3‰；

h——水仓的净高度，m；

其余符号同前。

水仓有效存水高度用（1-6-12）式校核

$$H\geqslant h_1+\frac{1}{2}li \tag{1-6-12}$$

式中　H——最大有效存水高度，m；

其余符号同前。

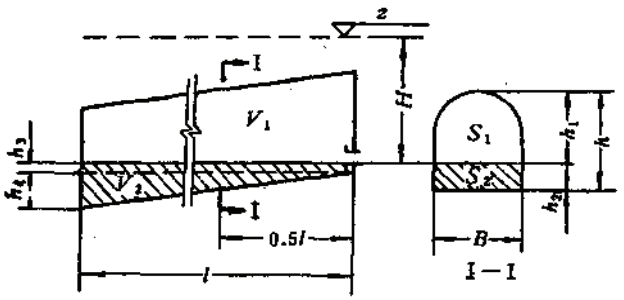


图 1-6-31　水仓断面计算简图

3．水仓支护

水仓一般为不支护，当围岩破碎、渗漏水严重时，可采用喷射混凝土或整体混凝土支护。为方便水仓清理，其底板均应采用不小于0.1m厚的混凝土地面。

水仓与水泵硐室连接处需采用整混凝土砌筑，其长度为3～5m。

工程实例见图1-6-13及图1-6-54。

6.2.4 沉 淀 池

采用水砂充填、胶结充填采矿方法以及含泥砂量大的矿井坑内排水系统，水进入水仓前设置沉淀池。沉淀池的类型及适用条件见表1-6-14。

沉淀池类型及适用条件 表 1-6-14

类型		特征	适用条件
沉砂池	平流式沉砂池	1.以沉淀0.1mm颗粒以上为主 2.采用自然沉淀方法 3.一般用于采场工作面	1.采用水砂充填、胶结充填采矿方法排水处理 2.含泥砂量大、涌水量大的矿山排水处理
沉淀池	平流式沉淀池 竖流式沉淀池	1.以沉淀0.1mm颗粒以下为主 2.采用自然沉淀或混凝沉淀方法 3.可用于采场工作面、采区、水仓入口处主沉淀池	同上

6.2.4.1 沉砂池

1. 沉砂池设计的一般要求

（1）设计流速最大取0.3m/s，最小取0.15m/s。最大流量的流行时间井下一般采用45～60s。

（2）沉砂池至少应设置两个，一个清理时，另一个过水。

（3）工作面沉砂池可以在巷道内设临时的半截砂门子(草袋或麻袋内装砂子)代替，见图1-6-32。采区沉砂池一般沿矿体走向每300～500m设2～4个，沉砂池及水沟应采用混凝土砌筑，见图1-6-33。

（4）主排水沟坡度应能达到使泥砂沉降的临界坡度0.5%以上，水沟采用混凝土砌筑。

2. 沉砂池结构

沉砂池的结构见图1-6-32、图1-6-33和表1-6-15。表1-6-16为水沟断面和坡度选择表。

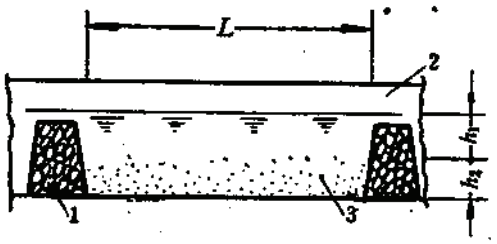


图 1-6-32 工作面临时沉砂池

1—半截砂门子（高1.5m）；2—工作面下部巷道；3—沉砂池

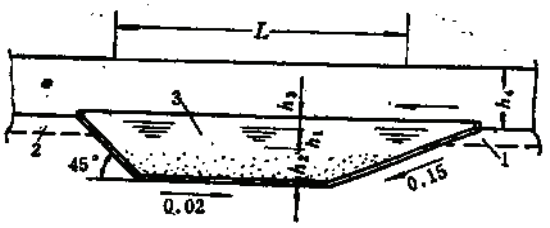


图 1-6-33 采区沉砂池

1—进水沟；2—出水沟；3—沉砂池

3. 平流式沉砂池结构尺寸计算

矿井水相当于地表高浊度水，含泥量6kg/m³以下的情况，泥砂具有自由沉降的性质。计算公式如下：

$$F = \alpha \frac{Q_2}{v_2} \tag{1-6-13}$$

沉砂池参数表　　表 1-6-15

名称	符号	取值 (m)	
		工作面临时沉砂池	采区沉砂池
有效水深	h_1	1.0	1.0
沉砂厚度	h_2	0.5	0.5～1.0
沉砂池保护高度	h_3		0.2
巷道高度	h_4	可利用废旧巷道	2.5～3

水沟断面和坡度选择表　　表 1-6-16

水沟类型	断面 (mm)		水沟坡度					
			1‰		2‰		5‰	
	宽度	深度	m/s	m³/min	m/s	m³/min	m/s	m³/min
不沉淀	250	250	0.31	1.15	0.48	1.80	0.68	2.57
	350	350	0.38	2.40	0.58	3.64	0.82	5.18
	500	500	0.50	6.70	0.79	10.70	1.11	15.00
	650	650	0.60	14.25	0.98	22.80	1.38	32.20
沉淀30%	250	250	0.23	0.56	0.37	0.89	0.52	1.25
	350	350	0.33	1.36	0.52	2.13	0.72	3.00
	500	500	0.42	3.76	0.67	5.94	0.95	8.40
	650	650	0.55	8.76	0.88	13.96	1.24	19.60

$$Q_1 = Fv_2 \tag{1-6-14}$$

$$M_2 = \frac{Q_1}{Q_1 - Q_2} M_1 \tag{1-6-15}$$

$$B = \frac{1000Q_2}{nS} \tag{1-6-16}$$

$$L = \frac{F}{nB} \tag{1-6-17}$$

$$\alpha = \frac{v_2}{v_1} = 1.3 \sim 1.5$$

式中　F——沉淀池平面面积，m²；

α——系数，取1.3～1.5；

v_2——静水浑液面等速阶段的沉降速度，m/s，可用颗粒静水沉降速度代替，无试验资料时，可按表1-6-21选用；

v_1——清水分离速度或浑液面的动水沉降速度（m/s），可用颗粒动水沉降速度代替，无试验资料时，采用α值换算；

Q_2——充填采矿方法最大出水量，m³/h；

Q_1——充填采矿方法最大水流量，m³/h；

M_2——清泥时的含砂量，kg/m³；

M_1——进水时的含砂量，kg/m³；

B——沉淀池的净宽度，m；

L——沉淀池的净长度，m；

S——单位宽度流量，l/s·m，一般取6～8；

n——沉淀池的数量，计算时取$n=1$，设计时$n=2$。

4. 计算例题

某矿采用水砂充填采矿方法，最大充填速度为200m³/h，砂水比为1:3，充填料流失率为5%，原水含砂量忽略不计时，计算该沉砂池尺寸。

解：计算条件假设充填料的损失量50%在沉砂池内沉淀；自然沉降的最小颗粒是0.05mm；充填水的80%流量在1h内流入沉淀池中时。

（1）计算小时最大充填用水量Q_1，出水量Q_2：

$$Q_1=200\times\frac{3}{4}\times0.8+\left(200-200\times\frac{3}{4}\right)\times5\%=122.5\text{m}^3/\text{h}$$

$$=0.034\text{m}^3/\text{s}$$

$$Q_2=Q_1-50\%\times\left(200-200\times\frac{3}{4}\right)\times5\%=121.25\text{m}^3/\text{h}$$

$$=0.03368\text{m}^3/\text{s}$$

（2）计算沉砂池的面积F：

取$a=1.35$，查表1-6-21，$t=20°$，粒径为0.05mm时

$$v_2=0.166\text{cm/s}=0.00166\text{m/s}\text{代入（1-6-13）}$$

$$F=a\frac{Q_2}{v_2}=1.35\frac{0.03368}{0.00166}=27.4\text{m}^2$$

（3）计算沉砂池的长度L、宽度B

取$S=B$代入（1-6-16）

$$B=\frac{1000Q_2}{nS}=\frac{1000\times0.03368}{1\times8}=4.21\text{m}$$

取沉淀池宽度$B=3$m计算，则长度L为：

$$L=\frac{F}{n\cdot B}=\frac{27.4}{1\times3}=9.13\text{m}$$

取$L=10$m、$B=3$m，则$F=30$m²满足要求。

6.2.4.2 巷道平流式沉淀池

1. 设计的一般要求

（1）沉淀后的水含砂量应小于500mg/l。

（2）沉淀池应设两个。若设一个时，应分隔成两个独立的沉淀系统。

（3）池内水的水平流速一般为3mm/s，最大流量时，水平流速为7～20m/s。

（4）沉淀时间应根据原水的粒级分析、试验等因素确定，一般采用1～1.5h。

2. 平流式沉淀池结构

平流式沉淀池的结构见图1-6-34和表1-6-17。

3. 结构计算

巷道平流式沉淀池结构尺寸按表1-6-18所列公式进行计算。表1-6-19为ρ、λ值表，表1-6-20为颗粒沉降速度，砂子在水中的沉降速度见表1-6-21。

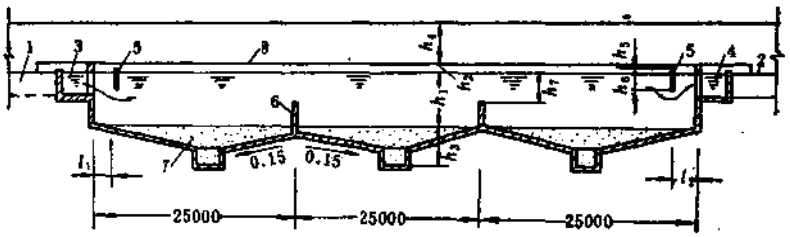


图 1-6-34　巷道平流式沉淀池结构

1—进水沟；2—出水沟；3—进水分配槽；4—出水分配槽；5—挡水板；6—挡泥溢流墙；7—泥斗及集泥井；8—操作平台

平流式沉淀池参数表（图1-6-34）　　表 1-6-17

符号注释及取值	h_1—有效水深，一般取$h_1=1.5\sim2.0$m h_2—沉淀池壁顶至水面的高差，取$h_2=0.3$m h_3—泥斗集泥井深度 h_4—操作平台至巷道顶板的距离，取2～2.2m h_5—挡水板露出水面的高度，取0.15～0.2m h_6—挡水板插入水中的深度，进水侧$h_6>0.25$m，出水侧$h_6<0.25$m h_7—溢流墙顶至水面的深度，取$h_7>0.5$m l_1—进水侧挡水板至进水口距离，$l_1=0.5\sim1$m l_2—出水侧挡水板至出水口距离，$l_2=0.25\sim0.5$m

4. 计算例题

某铅锌矿三阶段最大涌水量为500m³/h，含泥量为0.5%，泥砂粒径为0.01～0.1mm，平均粒径0.4mm，计算沉淀池结构尺寸。

解一：按水平流速和沉降时间计算

（1）选择计算参数：

查表1-6-21，当$d=0.04$mm，$t=20$℃时，$\mu=1.06$mm/s。

取$k=1.8$，$h_1=2$m，$v_0=10$mm/s$=1$cm/s$=36$m/h。

（2）计算沉淀时间T

$$T=\frac{h_1k}{3.6\mu}=\frac{2\times1.8}{3.6\times1.06}=0.94\text{h}，取T=1\text{h}$$

（3）计算沉淀池的长度L

$$L=3.6v_0T=3.6\times10\times1=36\text{m}$$

（4）计算沉淀池平面面积F

$$F=\frac{QT}{h_1}=\frac{500\times1}{2}=250\ (\text{m}^2)$$

（5）若沉淀池长宽比$\beta=10$时，则长度L、宽度B调整如下

$$L=\sqrt{\beta F}=\sqrt{10\times250}=50\text{m}$$

$$B=\frac{L}{\beta}=\frac{50}{10}=5\text{m}$$

（6）当采用两个池时，每个池宽b为：

沉淀池结构尺寸计算表 表 1-6-18

计算方法	按水平流速和沉降时间	按水平流速和颗粒沉降速度
计算公式	$T=\frac{h_1}{3.6(\mu-W)}=\frac{h_1h}{3.6\mu}$ $W=4\eta\frac{v_0}{h_1^{0.3}}$ $L=3.6v_0T$ $F=\frac{QT}{h_1}$ $B=\frac{L}{\beta}$ 调整 $L=\sqrt{\beta F}$ 经验公式 $V=\frac{Q_1-Q_2}{C}T$	经验公式： $L=\frac{m}{2}+\sqrt{\frac{m^2}{4}+q}$ $m=\frac{\lambda^2v_0^2h_1}{7.45\mu}$ $q=\frac{v^2_0h^2_1}{\mu}$ $F=\frac{Q}{v_0}$ $B=\frac{F}{h_1}$ $h=h_1+h_2+h_3$
符号注释	T—沉淀时间，h h_1—有效水深，m v_0—水平流速，mm/s W—颗粒上升素速，mm/s μ—沉降速度，cm/s 试验确定或查表1-6-20，表1-6-21 K—紊流及结构缺陷系数，取1.5～1.8 η—池壁粗糙率系数，混凝土取0.017 Q—设计水量，m^3/h L—沉淀池长度，m B—沉淀池宽度，m F—沉淀池的平面面积，m^2 β—池子的长宽比，一般取10～15 V—沉淀池沉泥体积，m^3 C—沉泥部分有效容积系数，取0.5～0.8 Q_1—总进水量，m^3/h Q_2—总出水量，m^3/h	q—计算流量，cm^3/s v_0—池内水的水平流速，cm/s λ—系数，按 $\rho=\frac{Z_1-Z_2}{Z_1}$ 值查表1-6-19 ρ—颗粒沉淀百分率 Z_1—进水含泥量，mg/l Z_2—出水含泥量，mg/l h_2—沉泥厚度，m h_3—沉淀中游离层厚度，m，实测确定或取0.5m 其余符号同左

ρ、λ 值 表 表 1-6-19

ρ	0.62	0.80	0.87	0.90	0.98
λ	0.20	0.60	0.80	0.90	1.50

颗粒沉降速度（$d<0.001$cm） 表 1-6-20

颗粒粒径d(cm)	0.0008	0.0005	0.0003	0.0002	0.0001
沉降速度μ(cm/s)	0.00392	0.00153	0.00055	0.00025	0.00006

砂子在水中的沉降速度μ值　　表 1-6-21

粒径 (mm)	当温度为t℃时，颗粒的沉降速度 (cm/s)				计算公式
	5	10	15	20	
0.010	0.0044	0.0051	0.0059	0.0068	层流区：
0.015	0.0099	0.0115	0.0133	0.0149	
0.02	0.0176	0.0205	0.0235	0.0265	$\mu=40.6\frac{\gamma_T-\gamma_0}{\gamma_0}d^2$ (cm/s)
0.03	0.0397	0.0460	0.0530	0.0597	
0.04	0.0705	0.0820	0.0940	0.1060	式中
0.05	0.1100	0.1280	0.1470	0.1660	γ_0—水的比重
0.06	0.1580	0.1840	0.2120	0.2390	γ_T—固体比重
0.07	0.2160	0.2510	0.2880	0.3250	d—粒径
0.08	0.2820	0.3280	0.3770	0.4240	
0.09	0.3570	0.4140	0.4770	0.5370	
0.10	0.4410	0.5120	0.5880	0.6630	
0.12	0.6350	0.7370	0.8470	0.9560	
0.15	0.9900	1.1500	1.3250	1.4900	
0.15	0.985	1.151	1.316	1.482	紊流区：
0.20	1.545	1.711	1.876	2.042	
0.30	2.665	2.831	2.996	3.162	$\mu=67.7\frac{\gamma_T-\gamma_0}{\gamma_0}+$
0.40	3.785	3.951	4.116	4.282	
0.50	4.905	5.071	5.236	5.402	$+\frac{\gamma_T-\gamma_0}{1.92v_0}\left(\frac{t}{26}-1\right)$, cm/s
0.60	6.025	6.191	6.326	6.522	
0.70	7.145	7.311	7.475	7.642	式中
0.80	8.265	8.431	8.596	8.762	t—温度，℃
0.90	9.405	9.571	9.736	9.902	其余同上
1.00	10.505	10.671	10.836	11.002	
1.20	12.745	12.911	13.076	13.242	
1.50	16.105	16.271	16.436	16.602	

粒径 (mm)	μ (cm/s)	粒径 (mm)	μ (cm/s)	粒径 (mm)	μ (cm/s)	介流区：
1.50	16.44	9.0	40.3	35.0	79.5	$\mu=33.1\sqrt{\frac{\gamma_T-\gamma_0}{\gamma_0}d}$ cm/s
1.75	17.80	10.0	42.5	40	85.1	
2.0	18.00	12.5	47.3	45	90.3	符号同上
2.5	21.25	15.0	52.0	50	95.1	
3.0	23.25	17.5	56.2	55	99.8	
4.0	26.85	20.0	60.2	60	104.2	
5.0	30.00	22.5	63.7	65	108.2	
6.0	32.90	25.0	67.2	70	112.5	
7.0	35.50	27.5	70.6	75	116.5	
8.0	38.00	30	73.6	80	120.4	

注：当颗粒的重率$\gamma_T\neq2.65t/m^3$时，表中数据乘以修正系数s，在层流区和介流区内$s=\frac{\gamma_T-\gamma_0}{2.65-1}$，在紊流区内$s=\sqrt{\frac{\gamma_T-1}{2.65-1}}$。

$$b=\frac{B}{2}=2.5\text{m}$$

若采用混凝沉淀方法，沉淀池的长度可减少。

解二：按水平流速和颗粒沉降速度计算

（1）计算颗粒沉淀百分率ρ及λ

出水达排放标准时，含泥量为

$$Z_2=500\text{mg/l}=0.5\text{kg/m}^3$$

进水含泥砂量Z_1为

$$Z_1=2.65\times1000\times500\times0.5\%+500=13.25\text{kg/m}^3$$

$$\rho=\frac{Z_1-Z_2}{Z_1}=\frac{13.25-0.5}{13.25}=0.962$$

查表1-6-19，当$\rho=0.962$时$\lambda=1.5$

（2）求计算流量q

$$m=\frac{\lambda^2v_0^2h_1}{7.45\mu}=\frac{1.5^2\times1^2\times2}{7.45\times0.106}=5.7$$

$$q=\frac{v_0^2h_1^2}{\mu}=\frac{1^2\times2^2}{0.106}=37.7$$

（3）计算沉淀池尺寸

$$L=\frac{m}{2}+\sqrt{\frac{m^2}{4}+q}=\frac{5.7}{2}+\sqrt{\frac{5.7^2}{4}+37.7}=9.6\text{m}$$

$$F=\frac{Q}{v_0}=\frac{500}{36}=13.9\text{m}^2$$

$$B=\frac{F}{h_1}=\frac{13.9}{2}=6.95\text{m}$$

取池宽$B=5$m时，则$L=\frac{6.95\times9.6}{5}=13.3\text{m}$

解三：按沉泥体积V计算

若清泥间隔时间$T=8$h，沉泥厚度$C=0.5$m时

$$V=\frac{O_1-O_2}{C}T=\frac{500-[500-500(0.5\%+0.5‰)]}{0.5}\times B$$

$$=36\text{m}^3$$

$$L=\frac{V}{BC}=\frac{36}{5\times0.5}=14.4\text{m}$$

6.2.4.3 竖流式沉淀池

1. 竖流式沉淀池设计的一般规定

（1）竖流式沉淀池采用圆形结构，当直径大于10m时，需设置两根直径大于ϕ50mm的排泥管和直径ϕ50mm的高压水管，在锥底中部埋设一根直径大于ϕ150mm的泄流管，见图1-6-35。

（2）沉淀池直径D与有效水深h_1之比应小于3，有效水深h_1一般为4～5m。

（3）中心竖管的高度一般取圆筒高度的0.8倍；竖管喇叭口直径及高度均为1.35倍中心竖管直径；反射板的直径为喇叭口直径的1.35倍；反射板斜面与底面的夹角为17°；中心竖管下端至反射板顶之间的间隙在250～500mm范围内。

（4）反射板底面距沉泥表面的间距一般为300mm。

（5）当水中含有较多浮渣时，需设置浮渣挡板，淹没水中深度为250～300mm、挡板高出水面100～200mm。井下一般可不设挡渣板。

（6）竖流式沉淀池一般采用环形槽出水，槽末端的流速应小于0.6m/s，跌落高度为50～70mm。

当沉淀池直径大于7m时，应设置辐射槽，并在辐射槽两侧布置集水孔。

2．竖流式沉淀池结构尺寸计算

竖流式沉淀池的结构见图1-6-36，其结构尺寸计算见表1-6-22。

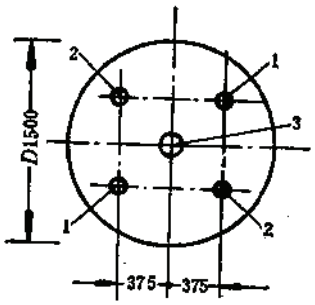


图 1-6-35　锥底预埋管位置

1—排泥管（φ≥50mm，内露100mm）；2—高压水管（φ50mm，内露100mm）；3—泄流管（φ150mm，内部与锥底面平）

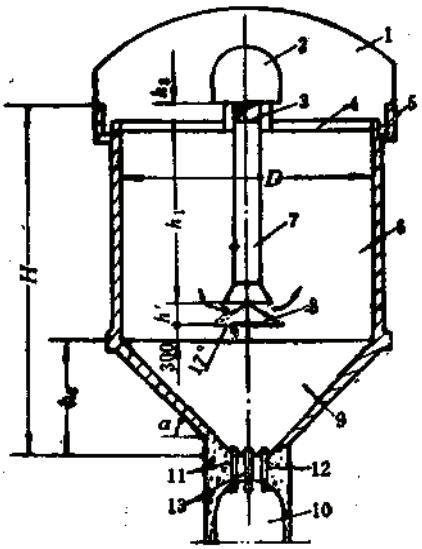


图 1-6-36　竖流式沉淀池结构

1—沉淀池硐室；2—进水巷道；3—进水槽；4—辐射槽；5—环形槽；6—沉淀池；7—中心竖管；8—反射板；9—沉淀池锥体；10—管道平巷；11—预埋排泥管；12—预埋高压风管；13—预埋泄流管

3．计算例题

例：某矿昼夜最大涌水量$Q_{max}=40000t$，含泥量为5000mg/l，颗粒粒径为0.1～0.0 mm，平均粒径为$d=0.04mm$，经自然沉淀后出水含泥量不大于500mg/l，计算竖流式沉淀池的结构尺寸及数量。

解：1）竖流式沉淀池结构尺寸计算

（1）按$d=0.04mm$，$t=20°C$条件，查表1-6-21得$\mu=1.06mm/s$

（2）按水泵排水能力（20h排出24h的涌水量）计算最大流量Q

$$Q=40000/20=2000t/h=0.5556t/s$$

（3）上升流速v

$$v=K\mu=0.6\times1.06=0.636mm/s$$

（4）沉淀池有效面积F_1

$$F_1=\frac{Q}{3.6v}=\frac{2000}{3.6\times0.636}=873.5m^2$$

（5）沉淀池直径为$D=12m$时，求中心管水流速v_0

$$v_0=25\sqrt{D}=25\sqrt{12}=86.6mm/s$$

（6）中心管面积F_2

$$F_2=\frac{Q}{3.6v_0}=\frac{2000}{3.6\times86.6}=6.42m^2$$

竖流式沉淀池结构尺寸计算表 表 1-6-22

计算公式	符号注释
$F_1=\frac{Q}{3.6v}$	Q—设计总水量，m^3/h
$v=\mu K$	F_1—沉淀池有效部分面积，m^2
$F_2=\frac{Q}{3.6v_0}$	v—水流上升速度，0.5～0.6mm/s
$v_0=25\sqrt{D}$	μ—颗粒沉降速度，mm/s
$F=F_1+F_2$	K—池内水上升水流分布不均匀修正系数，$K=0.5\sim0.7$
$f=\frac{F}{n}$	F_2—中心竖管面积，m^2
$D_0=\sqrt{\frac{4F_2}{n\pi}}$	v_0—中心竖管中流速，mm/s
$D=\sqrt{\frac{4f}{\pi}}$	F—沉淀池的总面积，m^2
$h_1=3.6vT$	f—每个沉淀池的面积，m^2
$h_2=\frac{D}{2}\mathrm{tg}\alpha$	n—沉淀池的个数
$H=h_1+h_2+h_3+h'+0.3$	D_0—每根中心竖管的直径，m
$h'=\frac{1.35^2}{2}D_0\mathrm{tg}17^\circ+0.5$	D—沉淀池的直径，m
$f_1=\frac{q}{2v_1}$	h_1—有效水深，一般取4～5m
$f_2=\frac{q_0}{v_2}$	h_2—圆锥部分的高度，m
$\Omega=\frac{q}{v_2}$	α—圆锥壁与水平的夹角，一般取50°～55°
$n_2=\frac{4\Omega}{\pi d^2}$	H—沉淀池总高度，m
$L_1=\frac{D-D_0'}{2}$	h_3—环槽保护高度，一般为0.3m
$L_2=\pi(D-b_1)$	h'—喇叭口与反射板底距离；
$L_3=\pi D-n_1b_2$	T—沉淀时间，不大于2h
$L=\frac{3n_1L_1+L_2+L_3}{n_2}$	f_1—环形集水槽断面积，m^2
$l=\frac{L}{n_2}$	q—每个池的设计水量，m^3/s
	v_1—环形槽水中的流速，一般取0.6～0.7m/s
	f_2—辐射槽断面积，m^2
	q_0—每根辐射槽中的流量，m^3/s
	v_2—辐射槽中的流速，m/s
	Ω—辐射槽及环形槽的集水孔面积，m^2
	v_2—孔眼流速，一般为 0.6～0.7m/s
	n_2—集水孔数目
	d—集水孔直径，m
	L_1—每根辐射槽长度，m
	D_0'—固定辐射槽圆筒直径，m
	b_1—环形槽宽度，m
	b_2—集水槽宽度，m
	L_2—环形槽底中心周长，m
	n_1—辐射槽根数

续表

计　算　公　式	符　号　注　释
	L_2—环形槽内臂长，m l—集水孔间距，m

注：1.当环形槽设在池子以外时，L_2项不计算；
2.当不设辐射槽时，L_1项不计算；
3.当设置辐射槽时，环形槽内壁可不设集水孔。

（7）沉淀池总面积F

$$F=F_1+F_2=873.5+6.42=879.92\text{m}^2$$

（8）当沉淀池$n=8$时，每个池子的面积f

$$f=\frac{F}{n}=\frac{879.92}{8}=110\text{m}^2$$

（9）核算沉淀池直径D

$$D=\sqrt{\frac{4f}{\pi}}=\sqrt{\frac{4\times110}{3.1416}}=11.83\text{m}^2$$

取$D=12$m（与原假定一致）

（10）中心竖管直径D_0

$$D_0=\sqrt{\frac{4F_2}{n\pi}}=\sqrt{\frac{4\times6.42}{8\times3.1416}}=1.02\text{m}$$

取$D_0=1$m

（11）圆锥高度h_2

$$h_2=\frac{D}{2}\text{tg}\alpha=\frac{12}{2}\text{tg}50^\circ=7.15\text{m}\quad(\alpha=50^\circ)$$

（12）计算喇叭口至反射板底间距h'

$$h'=\frac{1.35^2\times D_0}{2}\text{tg}17^\circ+0.5$$

$$=\frac{1.35^2\times1}{2}\text{tg}17^\circ+0.5=0.78\text{m}$$

取$h'=0.8$m

（13）沉淀池总高度H

$$H=h_1+h_2+h_3+h'+0.3$$

$$=4.5+7.15+0.3+0.8+0.3=13.05\text{m}$$

（14）沉淀时间T

$$T=\frac{h_1}{3.6v}=\frac{4.5}{3.6\times0.636}=1.97\text{h}$$

2）辐射槽结构尺寸计算

（1）集水槽面积f_1

$$f_1=\frac{q}{2v_1}=\frac{Q}{2nv_1}=\frac{0.5556}{2\times8\times0.6}=0.058\text{m}^2$$

取槽宽300mm，槽深200mm时，$f_1=0.12\text{m}^2$

（2）辐射槽面积f_2

辐射槽根数$n_1=6$时，每根辐射槽的流量q_0

$$q_0=\frac{q}{n_1n}=\frac{0.5556}{6\times8}=0.0116\text{m}^3/\text{s}$$

取$v_s=0.3$m/s时

$$f_2=\frac{q_0}{v_s}=\frac{0.0116}{0.3}=0.039\text{m}^2$$

取槽宽200mm，槽深200mm时，则$f_2=0.04\text{m}^2$

（3）每根辐射槽的长度L_1

当辐射槽的圆环筒直径$D'_4=2$m时

$$L_1=\frac{D-D'_4}{2}=\frac{12-2}{2}=5\text{m}$$

（4）环形槽底中心周长L_2

$$L_2=\pi(D+b_1)$$
$$=3.1416(12+0.3)=38.64\text{m}$$

（5）环形槽内壁周长L_3

$$L_3=\pi D-n_1b_1$$
$$=3.1416\times12-6\times0.3=35.9\text{m}$$

（6）集水孔面积Ω

$$\Omega=\frac{q}{v_2}=\frac{Q}{nv_2}$$
$$=\frac{0.5556}{8\times0.6}=0.116\text{m}^2$$

（7）集水孔数目n_2，当$d=0.03$m时

$$n_2=\frac{4\Omega}{\pi d^2}$$
$$=\frac{4\times0.116}{3.1416\times0.03^2}=164\text{个}$$

若每根辐射槽设28个集水孔，两侧布置时

$$n_2=6\times28=168\text{个}$$

（8）集水孔间距l

$$l=\frac{L}{n_2}=\frac{2n_1L_1}{n_2}$$
$$=\frac{2\times6\times5}{168}=0.357\text{m}$$

取$l=350$mm。

6.2.4.4 工程实例

工程实例见图1-6-37凡口铅锌矿（-49）竖流式沉淀池。

计算例题中的条件基本与本实例生产条件相同。本矿实际只设4个$D=12$m的竖流式沉淀池（减少4个）。其原因是采用混凝沉淀方法。加混凝剂碱式氯化铝BAC15g/m³，絮凝剂聚丙烯酰胺干粉PAM 2g/m³。反应时间10min，沉淀时间40min、沉淀流速为1.2mm/s。处理后出水的含泥量为50mg/l，可达到工业使用标准。

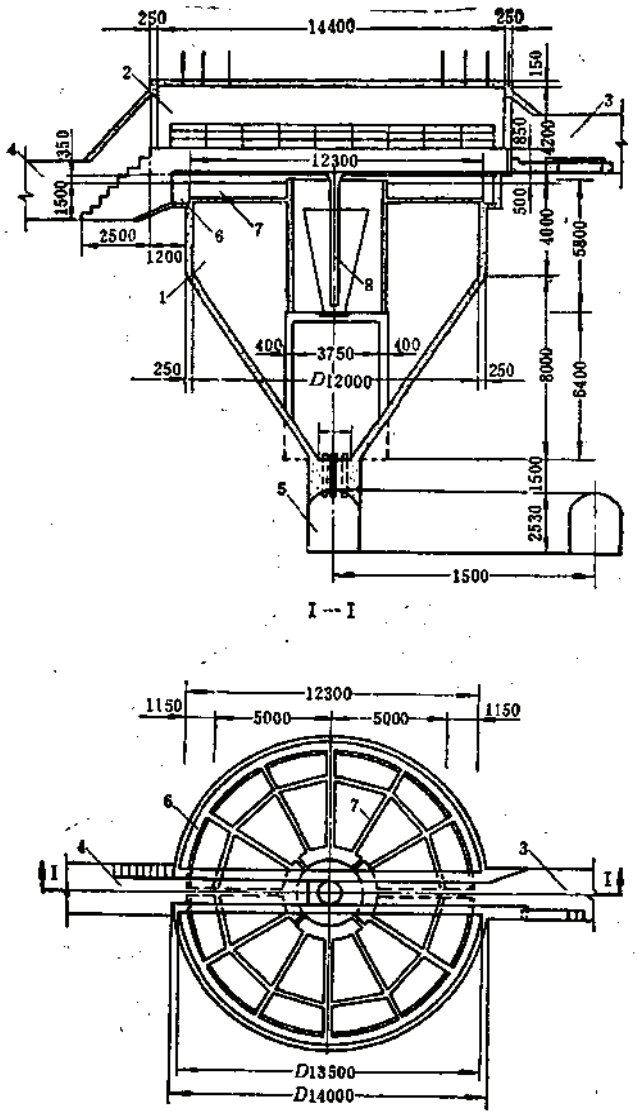


图 1-6-37　凡口铅锌矿（－40）竖流式沉淀池

1—竖流式沉淀池；2—沉淀池硐室；3—进水巷道；4—出水巷道；5—管子巷道；6—环形集水槽；7—辐射槽；8—中心竖管

6.2.5　泥砂清理及泥库设计

6.2.5.1　泥砂清理

（1）水仓及沉淀池应定期进行清理，清泥方法及适用条件见表1-6-23，清泥方法结构见图1-6-38至图1-6-44所示。

各种清泥、排泥方法的设备、闸阀及管路系统的选取及布置请参阅《矿机篇》。

（2）清理斜巷立面闭合计算。

清理斜巷、水仓立面闭合计算见表1-6-24。

泥砂清理方法及适用条件 表 1-6-23

清泥方法	特征	适用条件
人工清泥	1. 工艺简单、工程量小，管理方便 2. 水仓底板，清理斜巷需铺轨 3. 矿车运泥，应设绞车硐室 4. 清泥劳动强度大，污染严重	1. 中、小型矿山 2. 涌水量小，含泥量少的矿山
电耙清泥	1. 水仓断面需按一定要求见图 1-6-38 2. 泥浆可直接装车或采用泥浆泵排泥，劳动强度较小，污染较严重 3. 工艺较简单，工程量小	1. 清理浓度大、颗粒大的泥砂 2. 水仓或沉淀池均为直线形
铲运机清泥	1. 清理斜巷的坡度应小于15% 2. 宜选用矿用小型铲运机，尽量减小巷道的断面和曲率半径 3. 清泥时污染较严重	清理浓度较大的泥浆
压气罐排泥	1. 工艺较复杂，压气罐清泥，密闭泥仓排泥，工程量大、施工复杂 2. 压气罐间距 20m～30m，需设置能移动的高压冲水胶管，管路应统一控制，设置控制操作硐室 3. 水仓纵向坡度为10～20%，横向坡度 $i=0.5\sim1$，均倾向压气罐。底板采用不小于 100mm 厚的混凝土抹光地面 4. 压气罐处设检修硐室及检修平台，并与车场相通	泥砂含量大，涌水量大的矿井
射流泵(水抽子)清泥	1. 射流泵清泥，泥浆泵排泥，效率高，工艺较简单、工程量较小 2. 水仓一侧设混凝土砌筑的集泥沟，每隔30m安装一个法兰接头 3. 泥浆池容积为 20～30m³，采用混凝土砌筑	适于清理 40～50%浓度的泥浆
潜污泵清泥	1. 工艺复杂，工程量大，应用较少 2. 沿水仓纵向布置起吊设施、操作平台和集泥井，井深一般为0.8～1.2m，并用混凝土砌筑	
链板式刮泥机清泥	1. 泥浆可以直接刮入矿车运泥，也可以刮入泥浆池，采用泥浆泵排泥 2. 池底作成光滑的链板槽，宽度为 1.2m，槽壁坡角为 45°～60°	1. 用于沉砂池清泥 2. 沉淀时间短的沉淀池清泥

6.2.5.2 泥库设计

1. 泥库的类型

密闭泥库按其布置型式分为竖直式和倾斜式，倾角一般为30°～45°，见图1-6-45和图1-6-46。按其结构材料分为钢泥库和钢筋混凝土泥库，其特征及适用条件见表1-6-25。

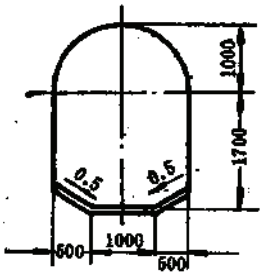


图 1-6-38　电耙槽结构

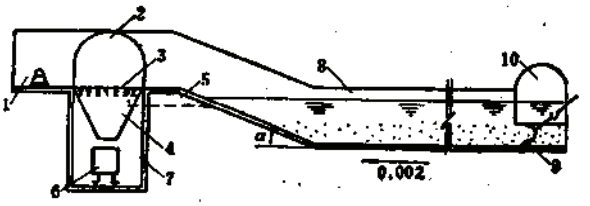


图 1-6-39　电耙清泥矿车运泥结构（$\alpha=20°\sim25°$）

1—绞车硐室；2—斜道；3—格筛；4—耙泥沟；5—水沟；6—矿车；7—装载站；8—沉淀池；9—电耙；10—水仓

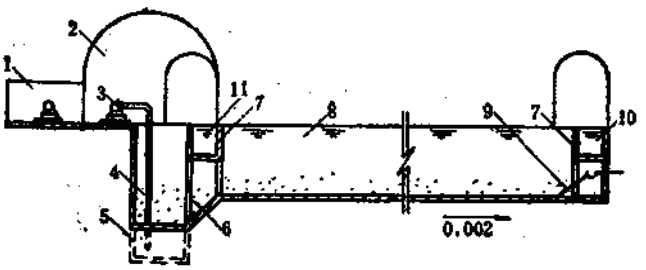


图 1-6-40　电耙清泥泥浆泵排泥结构

1—绞车硐室；2—泥浆泵硐室；3—泥浆泵；4—吸泥管；5—集泥井；6—流泥沟；7—活动挡水、挡泥板；8—沉淀池；9—电耙；10—进水沟；11—出水沟

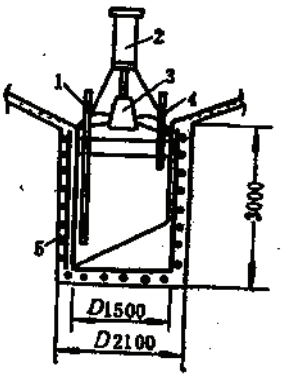


图 1-6-41　钢筋混凝土压气罐

1—排泥管；2—气缸；3—锥形塞；4—进风管；5—钢筋混凝土壁

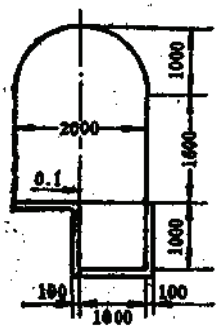


图 1-6-42　射流泵清泥水仓底部结构

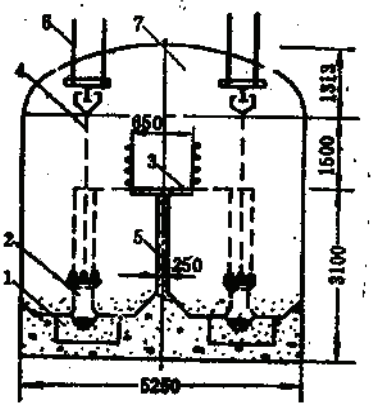


图 1-6-43　潜污泵清泥结构

1—集泥井；2—潜污泵；3—操作平台；4—单轨吊车；5—混凝土隔墙；6—悬吊锚杆；7—水仓或沉淀池

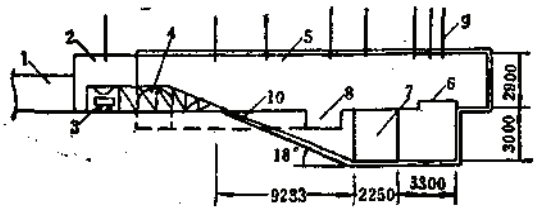
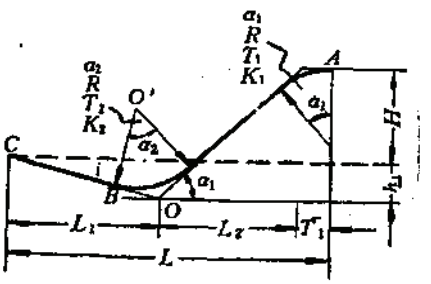


图 1-6-44 链板式刮泥机清泥结构

1—联络巷道；2—装载硐室；3—矿车；4—出水巷道；5—链板式刮泥机硐室；6—电动机及首轮基础；7—沉砂池；8—溢流口；9—锚杆；10—钢衬板

水仓、清理斜巷立面闭合计算表 表 1-6-24

计算简图	
已知条件	▽A—进水巷与斜巷连接处的标高（m），由水仓通道标高计算确定 ▽C—水仓C点轨面标高，由水泵硐室标高计算确定 L—水仓及清理斜巷的平面长度，由水仓平面闭合计算确定 i—水仓坡度，预定 α_1—斜巷倾角，预定 R—斜巷的竖曲半径，预定
参数计算公式	$\beta=\mathrm{tg}^{-1}i \quad \alpha_2=\alpha_1+\beta \quad T_1=R\mathrm{tg}\frac{\alpha_1}{2} \quad T_2=R\mathrm{tg}\frac{\alpha_2}{2}$ $K_1=\frac{\pi\alpha_1}{180°}R \quad K_2=\frac{\pi\alpha_2}{180°}R \quad H=\nabla A-\nabla C$ $h_1=iL_1=i(L-L_2-T_1)=\frac{L-H\mathrm{ctg}\alpha_1-R\,\mathrm{tg}\frac{\alpha_1}{2}}{\frac{1}{i}+\mathrm{ctg}\alpha_1}$ $L_2=(H-h_1)\mathrm{ctg}\alpha_1 \quad L_1=L-L_2-T_1$ $OC=\frac{L_1}{\cos\beta} \quad BC=OC-T_2=\frac{L_1}{\cos\beta}-R\,\mathrm{tg}\frac{\alpha_2}{2}$ $=\sqrt{L_1^2+h_1^2}-R\,\mathrm{tg}\frac{\alpha_2}{2}$ $AB=\frac{L_2}{\cos\alpha_1}-T_2+K_2-T_1+K_1$ （清理斜巷全长）

2. 密闭泥库设计的一般规定

（1）密闭泥库应布置在水泵硐室或设置U形高压水管的井筒附近，并要求围岩稳定，节理裂隙不发育，工程地质及水文地质条件简单。

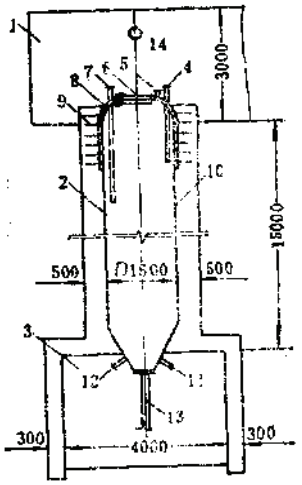


图 1-6-45　垂直式泥库结构

1—泥库上部硐室；2—钢筋混凝土泥库；3—泥库下部硐室；4—进泥管路；5—排气管路；6—安全检查孔；7—排水管路；8—泥库钢筒；9—箍圈钢筋；10—钢衬板；11—高压进水管路；12—高压风管；13—排泥管；14—吊环

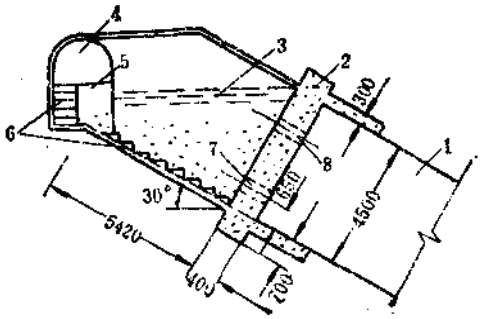


图 1-6-46　倾斜钢泥库连接结构

1—钢泥库斜道；2—钢筋混凝土隔墙；3—钢泥库喂泥仓；4—管子斜道；5—挡墙；6—人行踏步；7—预埋供泥管；8—预埋水管

密闭泥库特征及适用条件表　　表 1-6-25

类型	钢泥库	钢筋混凝土泥库
特征	1. 采用钢板卷制，容积不宜过大 2. 泥库与岩体不发生关系 3. 钢板厚度宜用小于 40mm 的泥库直径为 1～1.5m，长度为15～20m	1. 采用 C20 级以上的钢筋混凝土在岩体内砌筑 2. 容积不受限制 3. 直径为 1.5～2.5m，长度不限，需设置钢衬板，厚度为 8～12mm
优缺点	1. 工作可靠，检修方便 2. 硐室工程量较小，安装、搬迁较方便 3. 加工较困难，钢材耗量大	1. 可以充分利用岩体的承载能力 2. 钢材耗量较少 3. 施工质量要求高，较复杂，检修不方便
适用条件	1. 含泥量较小的双库平行作业的矿井 2. 工作压力较高的矿井排泥	1. 排泥量较大的单库作业的矿井 2. 工作压力较小
矿山实例	阜新五龙煤矿 广西大厂锡矿 抚顺龙凤煤矿	广东凡口铅锌矿 云南大姚铜矿 金川镍矿

（2）为提高泥库的工作效率，当为钢泥库时，一般为双库平行作业；当为岩体型泥库时，一般为单库作业。

（3）钢泥库在其上方需设置喂泥仓，其容积应略大于钢泥库的容积，连接结构见图 1-6-46。

（4）钢筋混凝土泥库受力状态比较复杂，一般按有压隧硐公式计算，并结合工程类

比确定泥库的结构参数。泥库应采用C20级以上的混凝土砌筑，为减小排泥阻力，应按构造设置8～12mm厚的钢板内衬。

泥库两端应设置2～3段楔形壁座，长度为1.5～3.0m，并进行壁后压力注浆。

（5）泥库投产前必须进行压水试验，压水试验的终压力应比工作压力高0.5MPa，持续时间不得少于10min。

3. 钢筋混凝土泥库设计

1）荷载计算

（1）岩石的垂直压力：

$$q=\gamma_0\gamma_Q S_y\gamma_1 B \tag{1-6-18}$$

式中 q——岩石的设计垂直压力（MN/m²）(MPa)；

γ_0——结构重要系数，取1.1；

γ_Q——可变荷载分项系数，取1.4；

γ_1——岩石的重度，MN/m³；

S_y——岩石垂直压力系数，查表1-6-26；

B——泥库掘进宽度或掘进直径，m。

（2）岩石的水平压力：

$$e=\gamma_0\gamma_Q S_x\gamma_1 H \tag{1-6-19}$$

式中 e——岩石的设计水平压力，MPa；

S_x——岩石的水平压力系数，查表1-6-26；

岩石性质表 表 1-6-26

岩石分类	代表性岩石	节理间距 (cm)	岩石压力系数 垂直 S_y	岩石压力系数 水平 S_x	岩石重度 (kN/m³) 干重度	岩石重度 (kN/m³) 浮重度	单位弹性抗力系数 (MN/m³)
坚硬	石英岩、花岗岩	30以上	0～0.05	0	26～27	16～17	10000～20000
	流纹岩、安山岩	5～30	0.05～0.1	0	25～26	15～16	5000～10000
	玄武岩、硅质石灰岩	5以下	0.1～0.2	0	25	15	3000～5000
中等坚硬	砂岩、石灰岩	30以上	0.05～0.1	0	25～26	15～16	5000～10000
	白云岩	5～30	0.1～0.2	0	25	15	3000～5000
	砾石	5以下	0.2～0.3	0～0.05	25	15	1000～3000
较软	砂页岩互层	30以上	0.1～0.2	0	25	15	2000～5000
	粘土质页岩	5～30	0.2～0.3	0～0.05	25	15	1000～2000
	泥灰岩	5以下	0.3～0.5	0.05～0.1	24	14	1000以下
松软	风化页岩、风化泥灰岩、粘土残积土、坡积土、破碎带		0.3～0.5 或更大	0.05～0.3 或更大	20～24 或更低	10～14 或更低	500 以下

H——泥库的掘进高度或掘进直径，m；

其余符号同前。

（3）自重：

$$q_0 = \gamma_0 \gamma_G \gamma_2 d \tag{1-6-20}$$

式中　q_0——泥库结构设计自重压力，MPa；

γ_2——钢筋混凝土的重度，MN/m^3；

γ_G——永久荷载的分项系数，取1.2；

d——泥库壁厚度，m；

其余符号同前。

（4）泥库内的泥水压力：

$$q_1 = \gamma_0 \gamma_Q \gamma_3 h \tag{1-6-21}$$

式中　q_1——泥库内设计的泥水压力，MPa；

γ_3——泥浆的平均重度，MN/m^3，一般为（0.012～0.024）MN/m^3；

h——泥库中泥浆的高度，m；

其余符号同前。

（5）泥库的工作压力：

$$P = \gamma_0 \gamma_Q \gamma_4 h_1 \tag{1-6-22}$$

式中　P——泥库的设计工作压力，MPa；

γ_4——水的重度，取$0.01MN/m^3$；

h_1——排水高度，m；

其余符号同前。

（6）围岩弹性抗力系数：

$$K = \frac{K_0}{R_1} \tag{1-6-23}$$

式中　K——围岩弹性抗力系数，MN/m^2；

K_0——单位弹性抗力系数，查表1-6-26；

R_1——泥库的掘进半径，m。

2）泥库配筋面积计算

每m泥库配钢筋面积A_s为

$$A_s = \left(\frac{PR}{f_y} - \frac{KR_0R_1}{E_s}\right) \times 1 \tag{1-6-24}$$

式中　A_s——受拉钢筋面积，m^2；

f_y——钢筋抗拉强度设计值，MPa；

P——泥库设计工作压力，MPa；

R——泥库净半径，m；

R_0——泥库平均半径，m；

R_1——泥库掘进半径，m；

K——围岩弹性抗力系数，MN/m^3；

E_s——钢筋的弹性模量，MPa。

若计算结果A_s为负值时，则按最小配筋率配置钢筋。泥库内半径R的选取，一般按$D/R = 0.1 \sim 0.125$确定，d为壁厚度。

3）泥库结构内力计算（图1-6-47）

（1）岩石压力作用引起的结构内力：

$$M_1 = qR_0R_1[Am + B + Cn(1+m)] \quad (1\text{-}6\text{-}25)$$

$$N_1 = qR_1[Dm + F + Gn(1+m)] \quad (1\text{-}6\text{-}26)$$

$$m = 2 - \frac{R_1}{R_0} \quad (1\text{-}6\text{-}27)$$

$$n = \frac{1}{0.06416 + \frac{IE_C}{R_1^2R_1K}} \quad (1\text{-}6\text{-}28)$$

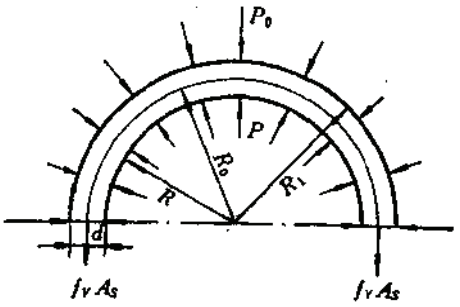


图 1-6-47 泥库内力计算简图

式中 M_1——岩石压力引起的泥库结构的弯矩，MN·m；

N_1——岩石压力引起的泥库结构的轴向力，MN；

E_C——混凝土的弹性模量，MN/m²；

I——泥库结构截面的惯性矩，m⁴；

A、B、C、D、G、F——系数，查表1-6-27；

A、B、C、D、G、F 系数表 表 1-6-27

截面	A	B	C	D	G	F
拱顶 $\varphi=0$	0.1628	0.0872	-0.007	0.2122	-0.2122	0.0210
$\varphi=\frac{\pi}{4}$	-0.025	0.0250	-0.00084	0.1500	0.3500	0.01485
$\varphi=\frac{\pi}{2}$	-0.1250	-0.1250	0.00825	0.0000	1.0000	0.00575
$\varphi=\frac{3\pi}{4}$	0.0250	-0.0250	0.00022	-0.1500	0.9000	0.0138
底部 $\varphi=\pi$	0.0872	0.1628	-0.00837	-0.2122	0.7122	0.0224

其余符号同前。

（2）结构自重引起的泥库结构内力：

$$M_2 = q_0R_0^2(A_1 + B_1n) \quad (1\text{-}6\text{-}29)$$

$$N_2 = q_0R_0(C_1 + D_1n) \quad (1\text{-}6\text{-}30)$$

式中 M_2——自重引起的结构的弯矩，MN·m；

N_2——自重引起结构的轴向力，MN；

A_1、B_1、C_1、D_1——系数，查表1-6-28；

其余符号同前。

（3）泥水压力引起的结构内力：

$$M_3 = \gamma_3R_0R^2(A_2 + B_2n) \quad (1\text{-}6\text{-}31)$$

$$N_3 = \gamma_3R^2(C_2 + D_2n) \quad (1\text{-}6\text{-}32)$$

式中 M_3——泥水压力引起结构的弯矩，MN·m；

N_3——泥水压力引起结构的轴向力，MN；

A_2、B_2、C_2、D_2——系数，查表1-6-29；

其余符号同前。

（4）外水压力引起的结构内力：

$$M_4=-\gamma_4 R_1^2 R_0(A_2+B_2 n) \tag{1-6-33}$$

$$N_4=-\gamma_4 R_1^2(C_2+D_2 n)+\gamma_4 R_1 h_0 \tag{1-6-34}$$

式中　M_4——外水压力引起结构的弯矩，MN·m；

N_4——外水压力引起结构的轴向力，MN；

h_0——外水水头高度，m；

A_2、B_2、C_2、D_2——系数，查表1-6-29；

其余符号同前。

（5）偏心率：

$$e_0=\frac{\Sigma M}{\Sigma N} \tag{1-6-35}$$

当$e_0>0.3h_0$时，按大偏心构件计算；

当$e_0<0.3h_0$时，按小偏心构件计算。

$$\Sigma M=M_1+M_2+M_3+M_4 \tag{1-6-36}$$

$$\Sigma N=N_1+N_2+N_3+N_4 \tag{1-6-37}$$

式中　e_0——偏心矩，m；$h_0=d-a$；

a——钢筋保护层厚度，mm；

其余符号同前。

A_1、B_1、C_1、D_1 系数表　　表 1-6-28

截面	A_1	B_1	C_1	D_1
拱顶$\varphi=0$	0.3447	−0.02198	−0.1667	0.06592
$\varphi=\frac{\pi}{4}$	0.0334	−0.00267	0.3375	0.04651
$\varphi=\frac{\pi}{2}$	−0.3928	0.02589	1.5708	0.01804
$\varphi=\frac{3}{4}\pi$	−0.0335	0.00067	1.9186	0.0422
底部$\varphi=\pi$	0.4405	−0.0262	1.7375	0.0701

A_2、B_2、C_2、D_2 系数表　　表 1-6-29

截面	A_2	B_2	C_2	D_2
拱顶$\varphi=0$	0.1724	−0.01097	−0.58385	0.03294
$\varphi=\frac{1}{4}\pi$	0.01673	−0.00132	−0.42771	0.02329
$\varphi=\frac{1}{2}\pi$	−0.19638	0.01294	−0.2146	0.00903
$\varphi=\frac{3}{4}\pi$	−0.01679	0.00036	−0.39413	0.02161
底部$\varphi=\pi$	0.22027	−0.01312	−0.63125	0.03509

4. 计算例题

例：某矿钢筋混凝土泥库内直径$D=2.5$m，设计工作压力$P=5.2$MPa，围岩稳定，节理裂隙中等发育白云岩，重度$\gamma_1=0.025$MN/m³，泥浆重度$\gamma_3=0.013$MN/m³，计算该泥库的壁厚和配筋。

解：

（1）确定泥库结构计算参数：

取壁厚$d=0.35$m时，$R_1=1.6$m　$R_0=1.425$m　$R=1.25$m

查表1-6-26得　$K_0=4.3\times10^3$MN/m³

$$K=\frac{1\times K_0}{R_1}=\frac{1\times4.3\times10^3}{1.6}=2688\text{MN/m}^3$$

Ⅰ级热轧（3号钢）钢筋的抗拉、抗压强度设计值：

$$f_y=f_y'=210\text{MPa}$$

弹性模量　$E_s=210000$MPa

（2）计算每m泥库的配筋量：

$$A_s+A_s'=\left(\frac{PR}{f_y}-\frac{KR_0R_1}{E_s}\right)\times1$$

$$=\left(\frac{5.2\times1.25}{210}-\frac{2688\times1.425\times1.6}{210000}\right)\times1$$

$$=0.0018\text{m}^2=18\text{cm}^2$$

取 10ϕ16　$A_s+A_s'=20.1$cm²内、外对称配筋，@=200mm。

（3）泥库结构内力计算：

计算过程从略，计算结果如下：

岩石压力引起结构内力：

$$M_x^0=\begin{matrix}1.7\text{kN}\cdot\text{m}\\0.7\text{kN}\cdot\text{m}\end{matrix}$$

$$N_x^0=\begin{matrix}13.5\text{kN}\\7.92\text{kN}\end{matrix}$$

结构自重引起结构内力：

$$M_x^0=\begin{matrix}0.66\text{kN}\cdot\text{m}\\1.31\text{kN}\cdot\text{m}\end{matrix}$$

$$N_x^0=\begin{matrix}9.43\text{kN}\\33.9\text{kN}\end{matrix}$$

泥水压力引起结构内力：

$$M_x^0=\begin{matrix}0.56\text{kN}\cdot\text{m}\\1.10\text{kN}\cdot\text{m}\end{matrix}$$

$$N_x^0=\begin{matrix}-4.1\text{kN}\\-4.7\text{kN}\end{matrix}$$

内力之和为

$$\Sigma M_x^0=\begin{matrix}2.92\text{kN}\cdot\text{m}\\3.11\text{kN}\cdot\text{m}\end{matrix}$$

$$\Sigma N_x^0=\begin{matrix}18.83\text{kN}\\21.30\text{kN}\end{matrix}$$

（4）偏心矩：

$$e_0^0=\frac{\Sigma M^0}{\Sigma N^0}=\frac{2.92}{18.83}=0.155\text{m}>0.3h_0\ (=0.3\times315=94.5\text{mm})$$

$$h_0=d-a=350-35=315\text{mm}$$

$$e_0^x=\frac{\Sigma M^x}{\Sigma N^x}=\frac{3.11}{21.3}=0.146\text{m}>0.3h_0=0.0945\text{m}$$

为大偏心受压构件：

$$e_a=0.12(0.3\times315-155)=-7.26\text{mm}$$

当e_a为负值时，取$e_a=0$计算，取$\eta=1.0$时

$$e^0=\eta e_0^x+\frac{h}{2}-a$$

$$=1\times155+\frac{350}{2}-35=295\text{mm}$$

（5）配筋量计算：

采用$C20$级混凝土，$f_{cm}=10.5\text{MPa}$

钢筋保护层　$a=a'=35\text{mm}$

采用Ⅰ级3号钢　$f_y=f'_y=210\text{MPa}$

系数$\xi=\xi_b=0.614$　$b=1000\text{mm}$

$$A'_s=\frac{N^0e^0-f_{cm}bh_0^2\xi(1-0.5\xi)}{f'_y(h_0-a')}$$

$$=\frac{18.83\times10^3\times295-10.5\times1000\times315^2\times0.614(1-0.5\times0.614)}{210(315-35)}$$

$$=-744.4\text{mm}^2<0$$

同理计算π截面的$A'_s<0$，故按构造配置钢筋。

$$A'_s=31.5\times100\times0.2\%=6.3\text{cm}^2<20.1\text{cm}^2$$

故按$A_s+A'_s=20.1\text{cm}$配10φ16，内外层对称配置。

（6）钢板内衬：

选用$\delta=12\text{mm}$厚钢板内衬，生根钩为φ12，间距为300mm。

表1-6-30和图1-6-48至图1-6-54为工程实例。

某些国家水电站导硐、试验硐钢衬板厚度实例表　　表 1-6-30

工程名称	国别	毛水头(m)	衬砌直径(m)	钢板厚(mm)	抵抗内压力的理想应力(MPa)
伊利河电站	中国	629	2.3	12	
Elcheu	瑞士	1970	2.7	8	360
Handeck Ⅰ	瑞士	550	2.1	20	288.5
Handeck Ⅱ	瑞士	453	2.15	12	415
Irnertkir chen	瑞士	672	2.4	20	403
Irnertkir chen 导硐	瑞士	1500	2.2	12	415
Festiniog	英国	350	1.8	11	
Oberaar 竖井	瑞士	531	1.65	13	338
Piago-de-Vizille	法国	142	3.5	11	227
Lsere-Arc	法国	152	3.7	10	175

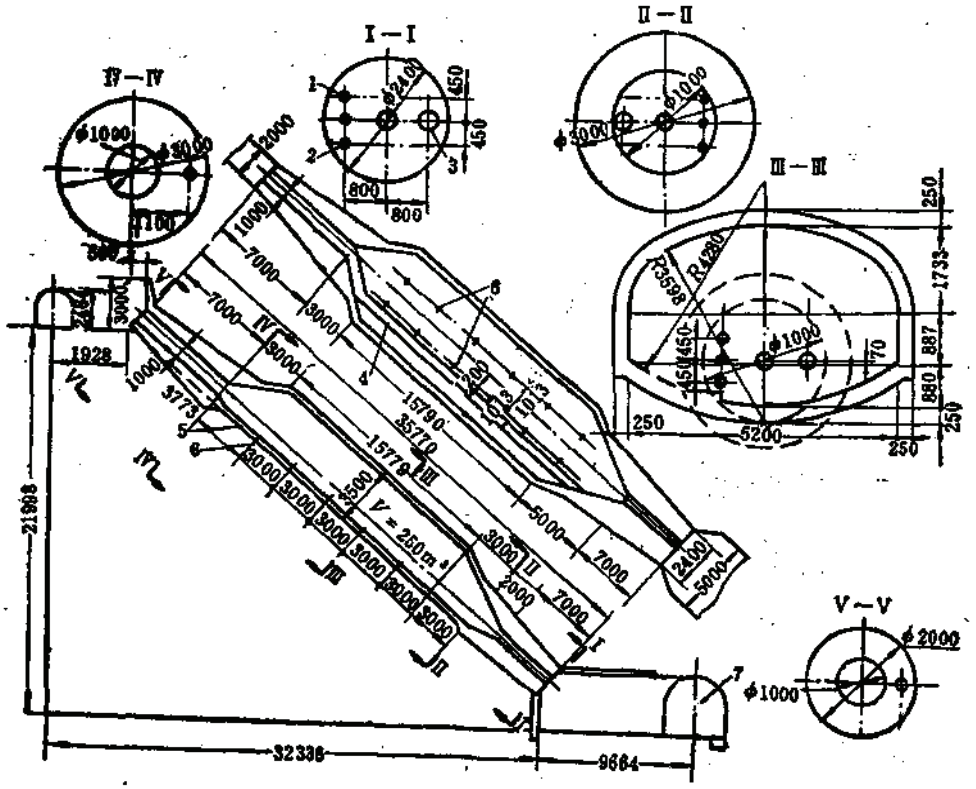


图 1-6-48 抚顺老虎台煤矿钢筋混凝土泥库

1—排泥管(φ350)；2—供水管；3—水管(φ350)；4—踏步；5—底板；6—托管支架位置；7—水仓联络道

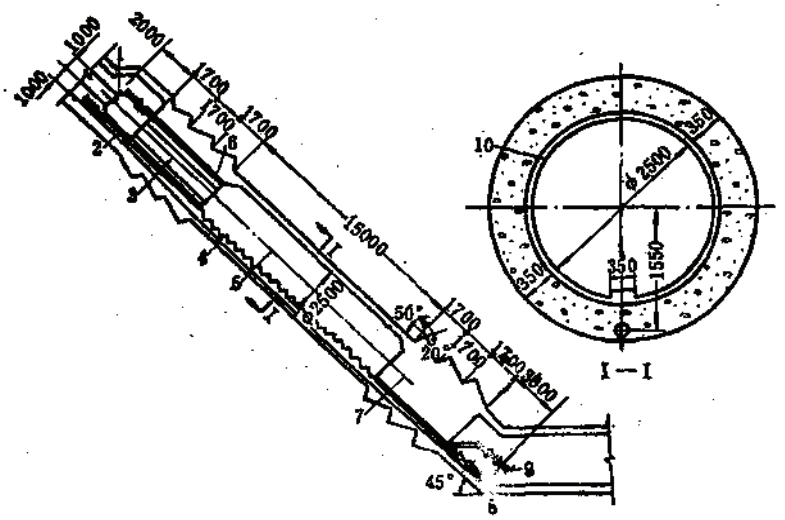


图 1-6-49 龙凤矿钢筋混凝土泥库

1—检查孔拉紧索；2—输泥管；3—检查孔；4—踏步；5—排泥罐；6—通风管；7—密闭；8—排泥管；9—放水管；10—钢轨（43kg/m@=100mm）

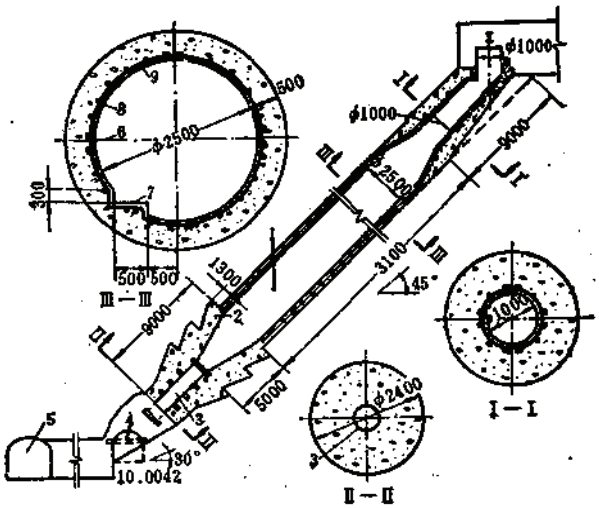


图 1-6-50　钢筋混凝土泥库

1—泥仓；2—混凝土楔形密闭；3—排水管(φ14英寸)；4—起重梁；5—水仓车场；6—扶手；7—人行台阶；8—钢筋(φ9@=350mm)；9—钢筋(φ16@=300mm)

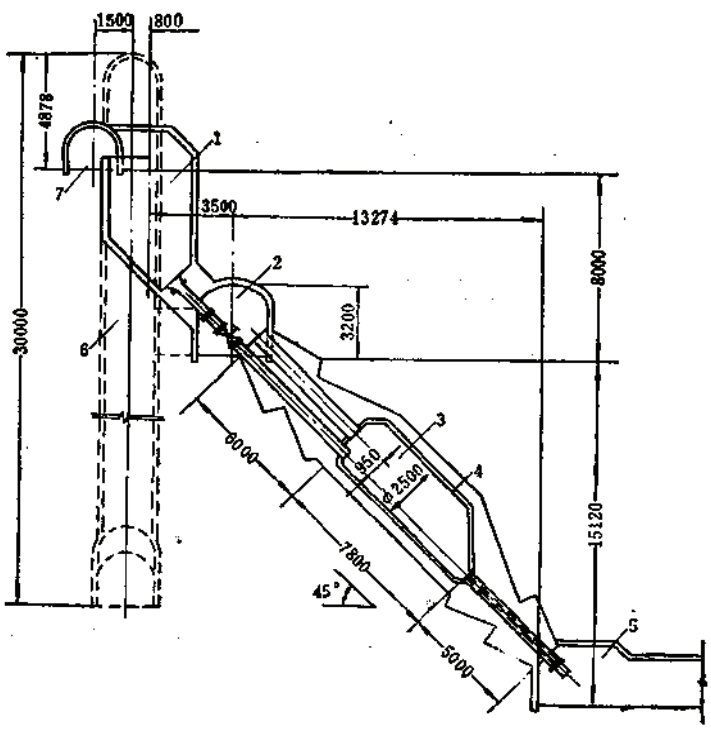


图 1-6-51　金川镍矿钢筋混凝土泥库

1—喂泥仓；2—操作硐室；3—泥库；4—钢衬板；5—排泥硐室；6—联络通道；7—水仓

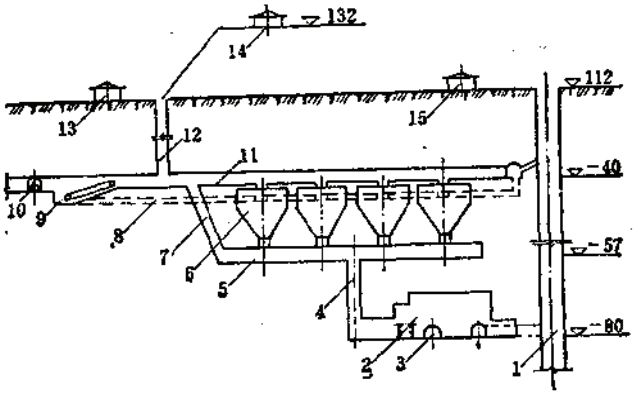


图 1-6-52 凡口铅锌矿（－80m）排泥系统图

1—东风井；2—油隔离泵硐室；3—油库硐室；4—管子天井；5—管子道（－57m）；6—竖流式沉淀池；7—管子斜道；8—进水仓；9—捞砂机硐；10—备件库；11—平巷（－40m）；12—1#天井；13—药剂制备间；14—加压泵站；15—地表泵站

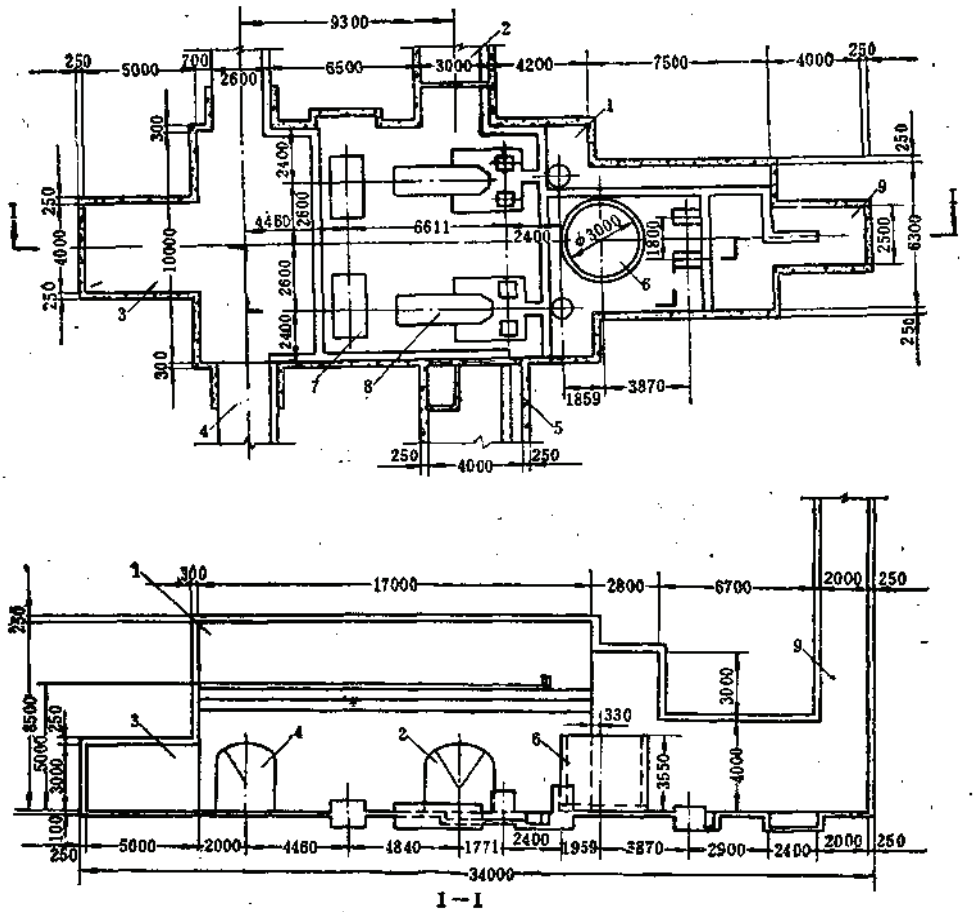


图 1-6-53 凡口铅锌矿（－80m）油隔离泵硐室

1—油隔离泵硐室；2—油库硐室；3—备件硐室；4—运输巷；5—控制室及配电室；6—搅拌筒；7—电动机基础；8—油隔离泵基础；9—管子天井

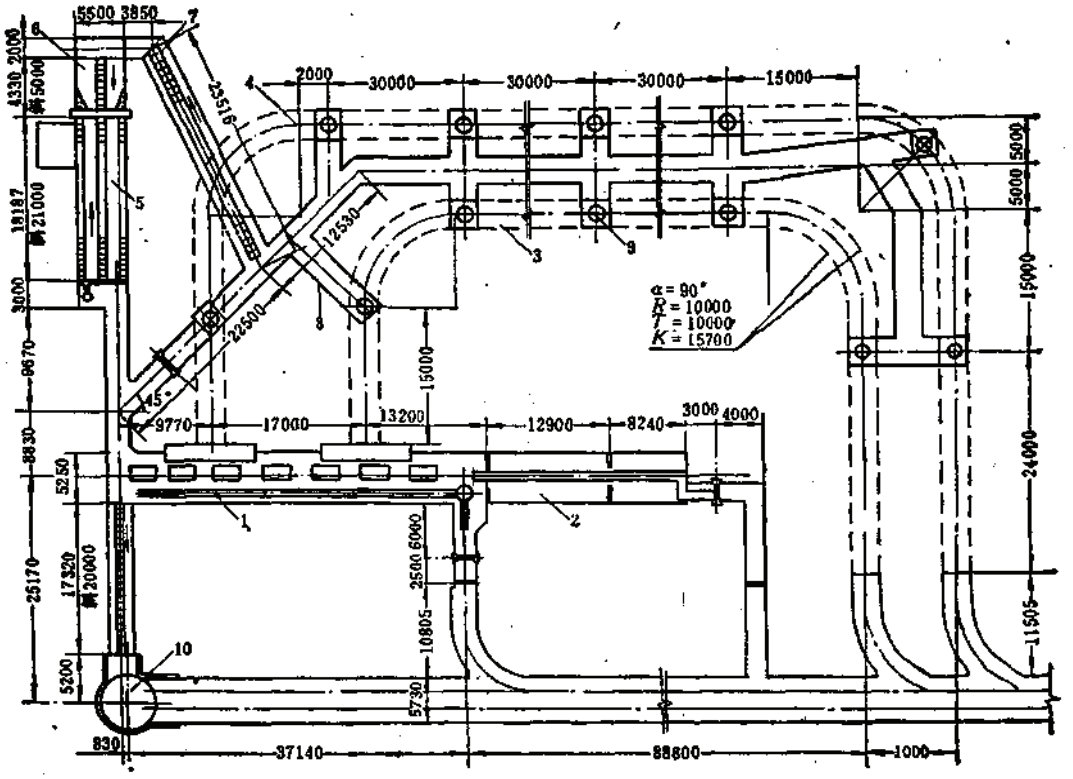


图 1-6-54　大厂锡矿东风井(355m)水泵硐室、变电硐室、泥库

1—水泵硐室；2—中央变电硐室；3—内水仓；4—外水仓；5—钢泥库；6—喂泥仓；7—管子斜道；8—管子通道；9—压气罐；10—副井

6.3　井下爆破器材库

6.3.1　井下爆破器材库设计

6.3.1.1　井下爆破器材库设计原则

（1）井下炸药库的设计必须遵守GB6722—86《爆破安全规程》规定的有关条款。

（2）井下爆破器材库的单个硐室贮存的炸药不得超过2t；单个壁槽贮存的炸药不得超过400kg。其库容量不得超过：炸药三昼夜生产用量；起爆器材十昼夜生产用量。

（3）井下爆破器材库不得设在含水层和岩体破碎带内；库房的联通巷道必须拐三个直角弯，联通巷道在拐弯处要延长2m，断面不小于4m²；

（4）井下爆破器材库应有两个出口；井下爆破器材库除设有专门贮存爆破器材的硐室和壁槽外，还应设有联通硐室或壁槽的巷道和若干辅助硐室。

（5）贮存雷管和硝化甘油类炸药的硐室或壁槽应设金属丝网门；贮存爆破器材的硐室、壁槽等互相之间，应留有足够的殉爆安全距离。

（6）库房与井巷各主要工程的距离，应满足表1-6-31的要求。

井下爆破器材库距主要井巷工程的安全距离 表 1-6-31

序号	工程项目	安全距离(m)	
		硐室式	壁槽式
1	库房距井筒、井底车场和主要巷道距离	≥100	≥60
2	库房距经常行人巷道距离	≥25	≥20
3	库房距地面或上下巷道的距离	≥30	≥15

（7）库房必须有单独的通风风流，回风风流应直接进入矿井的回风巷道内，并保证每小时有4倍于爆破器材库总容积的风量。

（8）井下爆破器材库和距库房15m以内的联通巷道都必须用不燃材料支护。库内必须备有足够数量的消防器材和高压水管，出入口处必须设置向外开的防火铁门。

（9）有矿尘爆炸危险的矿井井下爆破器材库的附近，必须设置岩粉棚，并定期更换岩粉。

（10）井下爆破器材库的电器照明，只准采用防爆型或矿用密闭型电气器材，电线应用铠装电缆；电压宜为36V；贮存爆破器材的硐室或壁槽内不得安装灯具；电源开关箱应设在辅助硐室里；有可燃性气体和粉尘爆炸危险的井下库区只准使用防爆型移动电灯和安全电筒，其它井下库区应使用蓄电池灯、安全手电筒或汽油安全灯作为移动式照明。

6.3.1.2 井下爆破器材库的型式

井下爆破器材库分硐室式和壁槽式两种型式，其优缺点及适用条件见表1-6-32。

井下爆破材料库型式比较表 表 1-6-32

库房型式	特征	优、缺点	适用条件
硐室式	炸药或雷管分别存放在库房一侧的专用硐室内或存放在库房巷道内	1.库容量大，通风条件较好 2.施工较简单，使用方便 3.安全性较差	炸药耗量较大的大、中型矿山
壁槽式	炸药或雷管分别存放在库房巷道两侧的壁槽内	1.工程量较小，施工方便 2.安全性较好 3.库容量小，通风条件较差 4.堆放、搬运较频繁	1.炸药耗量较少的中、小型矿山 2.有爆炸危险的矿井

6.3.1.3 井下爆破器材库设计

1. 爆破器材的堆放规定

（1）装硝化甘油类炸药、各种雷管和继爆管的箱(袋)必须放在货架上；装其它爆破器材的箱(袋)应堆放在垫木上；架、堆相互之间的通道宽度不小于1.3m。

（2）在架上堆放硝化甘油类炸药和雷管时，禁止迭放。

（3）爆破器材箱(袋)距上层架板的间距不得小于4cm，架宽不得超过两箱(袋)的宽度。

（4）货架(堆)与墙壁的距离不小于20cm；堆放导火索、导爆索和硝铵类炸药等的货架(堆)高度不超过1.6m。

2. 库房布置

（1）硐室式库房炸药、雷管分别贮存在不同的硐室内，贮存硐室的尺寸，应按炸药、雷管的包装箱规格和每个硐室的允许贮存量进行设计。贮存硐室的数量按总库容量确定。炸药和雷管包装箱规格见表1-6-33。井下爆破器材库主要断面特征见表1-6-34。

炸药、雷管包装箱外形尺寸表　　表 1-6-33

炸药箱外形尺寸 长×宽×高 (mm)	雷管箱外形尺寸 长×宽×高 (mm)	生产厂家
580×390×240	582×275×245	大同矿务局
600×350×240	670×300×280	北京矿务局
566×406×222	690×370×250	抚顺矿务局
566×426×222	700×370×260	
556×386×232	505×382×283	阜新矿务局
630×380×225	760×240×300	淄博矿务局
540×370×190	748×272×364	
	600×420×205	涞水化工厂
	605×320×315	华丰化工厂
560×380×240		井陉矿务局
640×300×215		
700×400×250		西山矿务局
600×390×220		
580×390×280		江西×××厂
530×340×220		湖北红卫化工厂

井下爆破器材库主要断面特征表　　表 1-6-34

通用图号	库容量 (t)	主要断面 (m²) 净	主要断面 (m²) 掘	长度 (m)	支护型式	工程量 (m³) 掘进	工程量 (m³) 材料消耗
TO 1002	1～2	7.48	7.96	117.7	喷射混凝土	571.98	32.31
		7.48	9.46	119.15	混凝土	709.94	169.53
TO 1002	3～4	7.48	7.96	132.35	喷射混凝土	649.41	36.42
		7.48	9.46	134	混凝土	806.07	192.16
TO 1002	5～6	7.48	7.96	146.6	喷射混凝土	725.58	40.42
		7.48	9.46	256.15	混凝土	900.61	202.14

注：1.表内主要断面为炸药、雷管贮存硐室断面。
2.本表材料来源于：井下爆破材料库施工图集，1977年12月北京有色冶金设计研究总院编制。

（2）壁槽式库房炸药和雷管分别贮存在库房巷道的同侧或对侧的壁槽内。壁槽的规格尺寸按炸药、雷管包装箱外形尺寸和每个壁槽的允许贮存量设计。壁槽的数量应按总库容量确定。

（3）各种辅助硐室按如下原则布置：

发放硐室一般在发放通道内加设一道带有发放窗口的栅栏门，在门内发放炸药、雷管。发放硐室一般设在第二个直角弯处的延长巷道内。

管理人员办公(兼休息)硐室一般布置在发放硐室一侧。

雷管检选硐室一般布置在发放硐室一侧的尽头巷道内。

放炮工具存放硐室一般布置在发放硐室前面的通道一侧或尽头巷道内。

消防器材硐室一般设在发放硐室前面通道一侧或利用尽头巷道，其规格应满足存放消防器材的堆存要求。

电器设备硐室一般设在防火门与栅栏门之间的通道一侧，按电力专业配置要求设计。

辅助硐室平面布置尺寸见表1-6-35。

辅助硐室平面尺寸表 表 1-6-35

序号	辅助硐室名称	平面尺寸（m）		
		宽度	长度	高度
1	发放硐室	2	2～2.5	2.5～2.8
2	办公（兼休息）硐室	1.8～2	2～2.2	2.5～2.8
3	雷管检选硐室	1.8～2.2	2～2.5	2.5～2.8
4	放炮工具存放硐室	1.8～2.2	2～3	2.5
5	消防器材硐室	1.8～2	2～3	2.5
6	电器设备硐室	1.5～1.8	2	2.5
7	通道	1.8～2		2.5～2.8

3. 殉爆安全距离计算

（1）炸药库壁槽或硐室之间的殉爆安全距离

当贮存同种类炸药时：

$$s = k\sqrt{q} \tag{1-6-38}$$

当一个库房内贮存有几种炸药时

$$s = \sqrt{q_1k_1^2 + q_2k^2 + \cdots + q_nk_n^2} \tag{1-6-39}$$

式中 s——殉爆安全距离，m；

q——壁槽或硐室的炸药最大贮存量，kg；

$q_1 \cdots q_n$——壁槽或硐室的不同炸药最大贮存量，kg；

k、$k_1 \cdots k_n$——安全系数，查表1-6-36。

炸药库之间殉爆安全系数k值表 表 1-6-36

主爆库炸药		殉爆库炸药					
		Ⅰ		Ⅱ		Ⅲ	
		无土堤	有土堤	无土堤	有土堤	无土堤	有土堤
Ⅰ	无土堤	0.25	0.15	0.35	0.25	0.40	0.30
	有土堤	0.15	0.10	0.25	0.15	0.30	0.20
Ⅱ	无土堤	0.50	0.30	0.70	0.50	0.80	0.60
	有土堤	0.30	0.20	0.50	0.30	0.60	0.40
Ⅲ	无土堤	0.80	0.60	1.00	0.80	1.20	0.90
	有土堤	0.60	0.40	0.80	0.50	0.90	0.50

注：1.表中Ⅰ—硝铵炸药、含有少量硝化甘油的胶质炸药。

Ⅱ—含硝化甘油40%以上的胶质炸药。

Ⅲ—梯恩梯。

2.当壁槽或硐室采用对侧布置时，k值按无土堤条件选用；采用同侧布置时，k值按双方有土堤条件选用，也有的按一方有土堤条件选用的。

（2）雷管库与炸药库（以雷管为主爆）及雷管库与雷管库之间的殉爆安全距离：

$$s=k_0\sqrt{n} \tag{1-6-40}$$

式中　s——殉爆安全距离，m；

k_0——安全系数，查表1-6-37；

雷管库之间、雷管库与炸药库之间殉爆安全系数k值　　表 1-6-37

库房种类	k		
	双方无土堤	一方有土堤	双方有土堤
雷管库与炸药库	0.06	0.04	0.03
雷管库与雷管库	0.10	0.067	0.05

注：1. 当壁槽或硐室采用对侧布置时，k值按双方无土堤选取。
2. 当壁槽或硐室采用同侧布置时，按双方有土堤选取，也有的按一方有土堤选取的。

n——壁槽或硐室存放的雷管个数，个。

4. 通风和防潮

1）通风

井下爆破器材库应设有独立的回风巷道，并与总回风巷道相通。库房所需风量为

$$Q=4V \tag{1-6-41}$$

式中　Q——库房所需的风量，m^3/h；

V——爆破器材库总容积（包括辅助硐室），m^3。

不同库容量的爆破器材库所需风量见表1-6-38。

井下爆破器材库通风量表　　表 1-6-38

序号	库容量（kg）	库房总容积（m^3）	风量（m^3/h）
1	1000	370	1500
2	2000	531	2200
3	3000	579	2400
4	4000	606	2500
5	6000	678	2800
6	8000	749	3000

2）防潮

库内必须整洁、防潮和通风良好；硐室支护应无滴、渗、漏现象；硐室应设置带盖板的排水沟，及时排除积水。

6.3.2　井下爆破器材发放站设计

6.3.2.1　发放站设计的原则

（1）在多中段开采的矿井里，爆破器材库距工作面的距离超过2.5km或井下不设爆破器材库时，允许在各中段设置井下爆破器材发放站。

（2）发放站应设有专用通风巷道；发放站距经常行人的巷道应不小于25 m，至少拐一个直角弯与行人道相连。

（3）发放站存放的炸药不得超过500kg；雷管不得超过一箱。

（4）炸药与雷管必须分开存放，并用砖或混凝土隔墙隔开，隔墙厚度不小于 25cm。

6.3.2.2 井下爆破器材发放站设计

井下爆破器材发放站应设置在围岩稳定、运输方便的回风巷道附近，可以利用废巷道按规定的要求改建。

发放站的型式为硐室式和壁槽式两种。硐室式发放站的库房用不小于25cm厚的隔墙将硐室分为炸药贮存间、雷管贮存间。当贮存量较少时，可布置成壁槽式，炸药、雷管分别贮存在壁槽内。

发放站应在进风巷道（通道）一侧设置炸药、雷管发放室。硐室式发放站见图1-6-55所示，其工程量见表1-6-39。

硐室式发放站工程量表　　表 1-6-39

断面编号	断面（m²）		每m材料消耗量（m³）			
	净	掘	巷道		充填	地面
			混凝土拱	料石		
Ⅰ—Ⅰ	4.4	6.2	1.24	1.3	0.42	0.2
Ⅱ—Ⅱ	4.4	6.2		0.71	0.42	0.2
Ⅲ—Ⅲ	4.2	6.0		1.27	0.42	0.2

注：若全部为料石砌筑时，Ⅱ—Ⅱ同Ⅰ—Ⅰ断面。

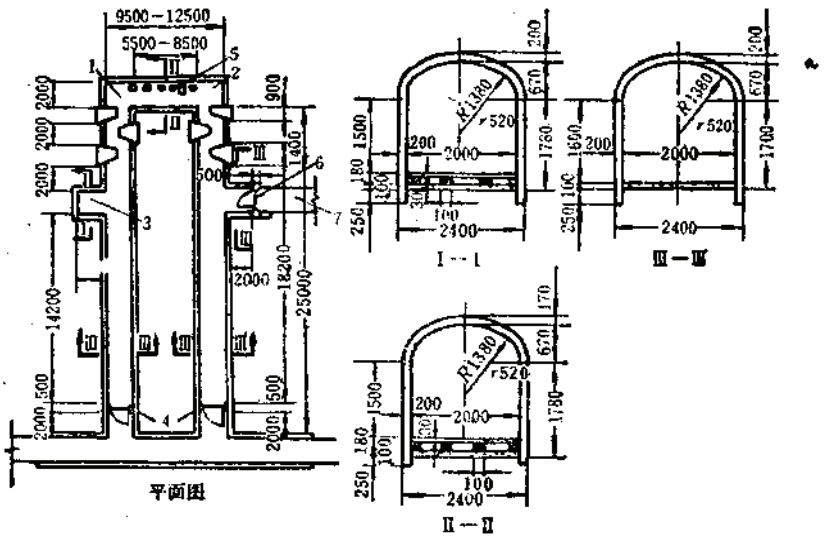


图 1-6-55 井下爆破器材发放站

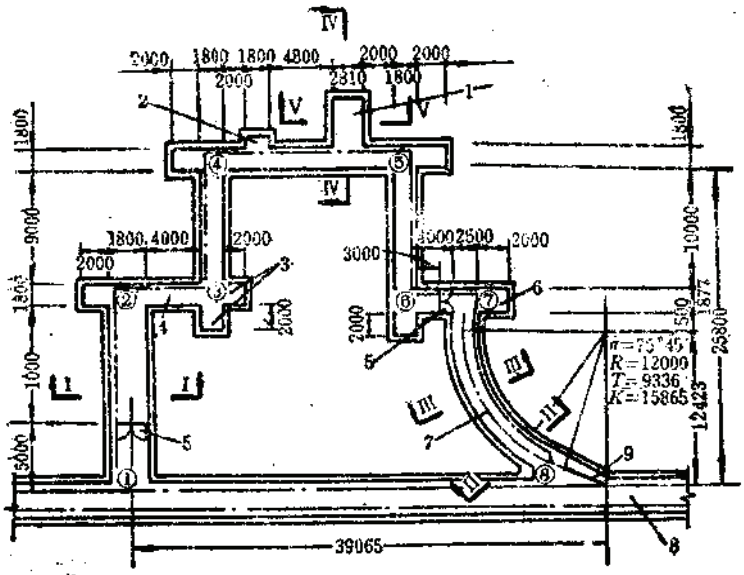
1—炸药存放间；2—雷管存放间；3—炸药发放间；4—防火栅栏两用门；5—混凝土隔墙；6—铁门节风门；7—回风巷道

6.3.3 工 程 实 例

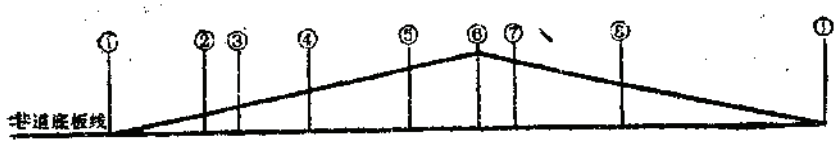
工程实例见图1-6-56、表1-6-40和图1-6-57。

井下2t爆破器材库工程量表　　表1-6-40

序号	名　　称	支护型式	掘进断面 (m²)	长　度 (m)	开凿量 (m³)	材料消耗 (m³)		
						混凝土	混凝土块	木　材
1	人行道Ⅰ—Ⅰ	混凝土	5.13	80.1	410.45	51.21	46.80	
2	电机车进路Ⅱ—Ⅱ	同　上		12.04	92.61	14.42	9.64	
3	炸药贮存硐室	同　上	8.03	4.2	34.17	8.27		0.13
4	雷管贮存硐室	同　上			4.65	1.08		0.43
5	地面（库房、人行道）	同　上				12.91		



巷道底板纵断面图



相对标高 (m/m)	+0.000	+61	+83	+124	+188	+158	+143	+97	+0.000
距离(m/m)	16000	5800	10800	16640	11800	5800	18300	33535	
坡度(‰)	3.8	3.8	3.8	3.8	2.5	2.5	2.5	3	
高差(m/m)	61	22	41	64	30	15	46	97	

图 1-6-56　井下2t硐室式爆破器材库（一）

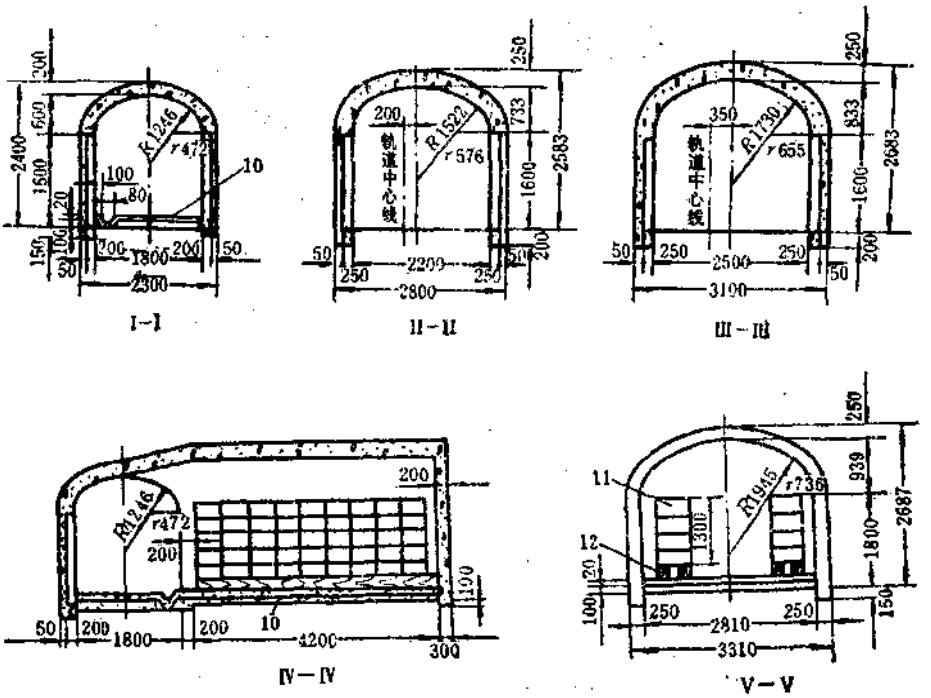


图 1-6-56 井下2t硐室式爆破器材库(二)

1—炸药贮存硐室；2—雷管贮存硐室；3—雷管检选室；4—发放室；5—防火栅栏两用门；6—消防器材室；7—安全通道；8—总回风巷道；9—道岔；10—混凝土地面（100mm厚）；11—炸药箱（555×390×250）；12—方垫木（200×150×4000）

6.4 井下修理硐室

6.4.1 架线式电机车修理硐室

平硐开拓或竖井开拓的矿山，电机车修理车间是设在坑内或设在采矿工业场地要经过技术经济比较后确定。

6.4.1.1 电机车修理硐室的类型与布置方式

电机车修理硐室分为巷道加宽式和单独硐室式两类；按进出车方式又可分为尽头式布置和环式布置两种，见图1-6-58及图1-6-59。

在坑内电机车修理硐室布置方式和适用条件见表1-6-41。

电机车修理硐室的检修能力一般按小修标准设置，作为电机车停车、检车、换零件、清洗及润油等用。

6.4.1.2 硐室设计的一般规定

（1）电机车修理硐室的位置应布置在围岩稳定的井底车场附近，便于电机车进出的运输巷道一侧。

（2）硐室应该有两个安全出入口。当采用硐室式尽头布置时，电机车进出道可按无人行道设计；当为环行布置时，电机车进出道应按有单侧人行道设计。

（3）硐室应采用不燃性材料支护。地坪采用C10级混凝土抹平，其厚度为0.1m左右。

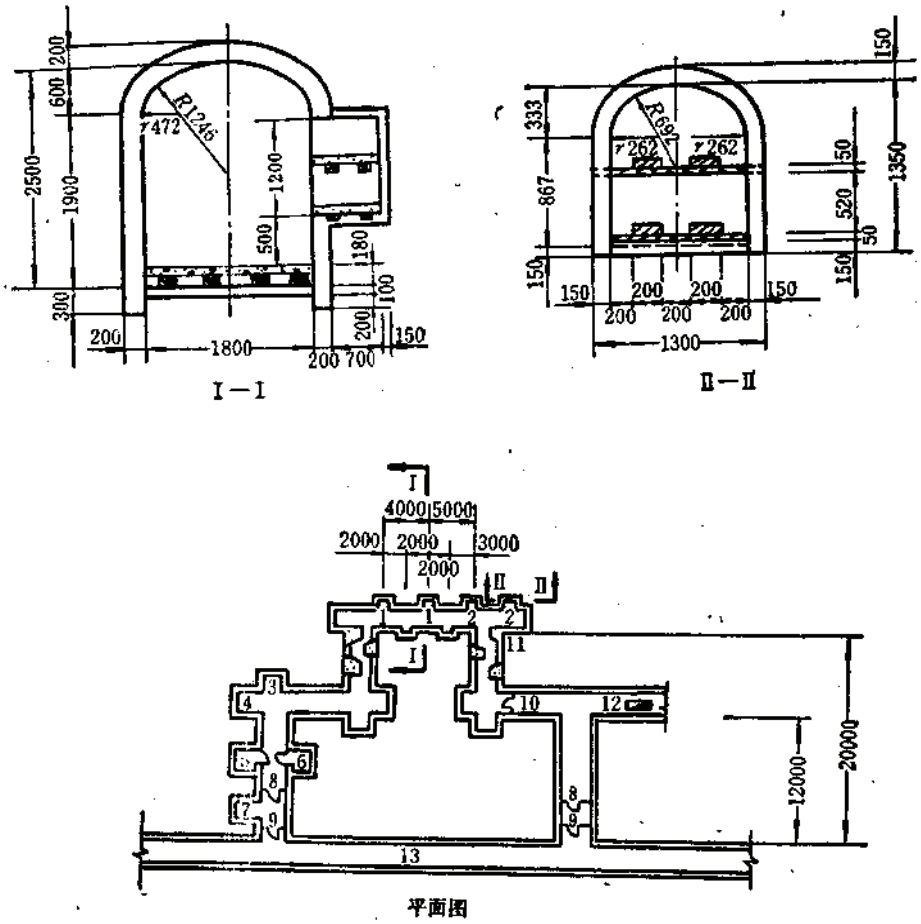


图 1-6-57　井下壁槽式爆破器材库

1—炸药贮存壁槽；2—雷管贮存壁槽；3—雷管检选室；4—消防材料室；5—发放室；6—放炮工具存放室；7—电器设备室；8—防火门；9—铁栅栏门；10—调节风门；11—混凝土挡墙；12—回风巷及天井；13—行人运输巷道

井下架线电机车修理硐室布置方式和适用条件表　　表 1-6-41

序号	项目	巷道加宽式		硐室式	
		尽头布置	环行布置	尽头布置	环行布置
1	对岩石稳定性要求	稳定	稳定	中等稳定	中等稳定
2	工程量比较	小	较小	较大	大
3	施工容易程度	易	易	较易	较易
4	检修电机车能力(按井下机车台)	<10台	<10台	<10台	≥10台
5	检修坑个数	1	1	1	2
6	电机车通道条数	1	2	1	2
7	人行通道条数	1	0	1	0
8	贮车线设置情况	无	一般不设	设1条或无	设1条

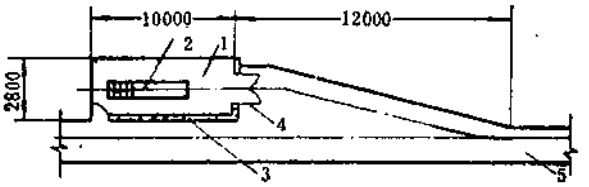


图 1-6-58 巷道加宽式电机车修理硐室

1—电机车修理硐室；2—检修坑；3—隔墙；4—铁栅栏门；5—运输巷道

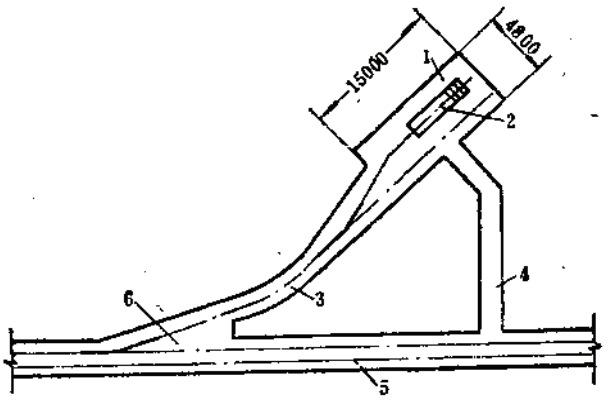


图 1-6-59 硐室式电机车修理硐室

1—电机车修理硐室；2—检修坑；3—电机车进出巷道；4—行人、通风及联络道；5—运输巷道；6—交岔点

（4）电机车修理硐室的进出车巷道应设置3‰的坡度，坡向运输巷道；在电机车检修坑底板的一端应设有集水坑，检修坑底板地面应坡向集水坑。

6.4.1.3 架线式电机车修理硐室设计

硐室尺寸确定见表1-6-42及表1-6-43。

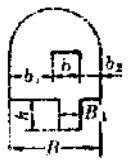
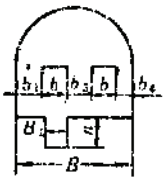
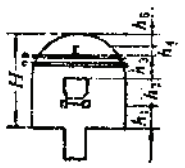
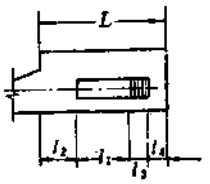
硐室及其检修坑规格尺寸选择表 表 1-6-42

电机车型号	检修台数	检修坑规格（mm）			硐室规格（mm）		
		长度	宽度	高度	长度	宽度	高度
ZK3-6/250	1	5000	1000	1300	10000	4000	3800
ZK6-6/250	1	5250	1000	1300	12500	4500	4000
ZK7-6/250	1	6000	1000	1300	14000	4500	4600
ZK10-6/250	1	6000	1000	1300	15000	4500	4600
ZK14-6/250	1	6000	1500	1300	15000	4800	4600
ZK20-6/250	1	8500	1500	1300	17000	5100	4600

注：本表均按无贮车线情况编。

检修坑应采用混凝土砌筑，水较大的矿山应采用防水混凝土或做防水沥青、油毡防潮层等防水、防潮措施。

架线式电机车修理硐室尺寸计算表　　表 1-6-43

项目	硐室式、加宽式修理硐室宽度 B (mm)	硐室式带贮车线修理硐室宽度 B (mm)	硐室净高度 H (mm)	硐室净长度 L (mm)
计算草图				
公式	$B=b+b_1+b_2$	$B=2b+b_1+b_2+b_3$	$H=h_1+h_2+h_3+h_4+h_5$	$L=l_1+l_2+l_3+l_4$
符号注释及取值	b—电机车宽度（mm） b_1—行人侧检修宽度，一般不小于1400 mm b_2—非行人侧检修宽度，一般取不小于1000 mm h—检修坑深度，一般取1300mm B_1—检修坑净宽度，一般根据电机车型号选取1000～1500 mm	b_3—两台机车之安全间距，按非行人侧b_2取值为1000 mm b_4—贮车线机车距墙壁的安全间隙，当不在此侧设人行道时，b_4=300～350 mm，当在此侧设人行道时，$b_4\geqslant$300mm 其余符号同左	h_1—电机车起吊高度，一般取600～800 mm h_2—电机车高度，mm h_3—手动葫芦的高度，一般取650mm h_4—起重梁高度，mm h_5—起重梁顶面至拱顶的高度，一般取600～800mm	l_1—检修坑长度，一般取5000～8500mm l_2—材料车进入修理间的长度，一般取3000～4000 mm l_3—检修坑踏步长度，(一般取踏步的倍数）取1250mm l_4—踏步边至端墙的距离（应适当考虑检修面积），mm一般取800～2000mm

集水坑规格（长×宽×深）一般为500×500×600mm。在检修坑上面的钢轨架设方法常用的有三种型式，一是连续牛腿法；二是钢梁架设法；三是当钢梁跨度较大时，在检修坑内设间断牛腿，见图1-6-60。

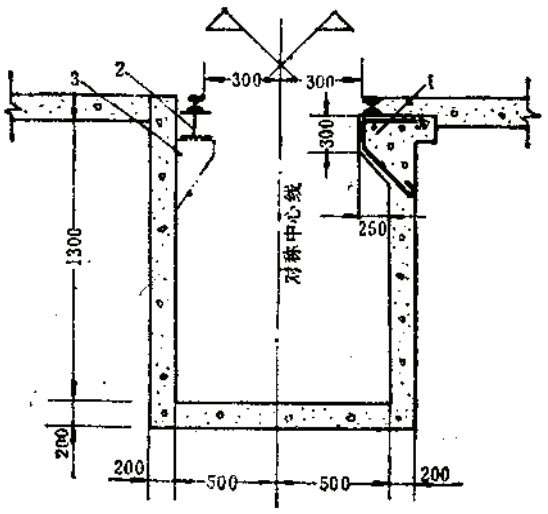


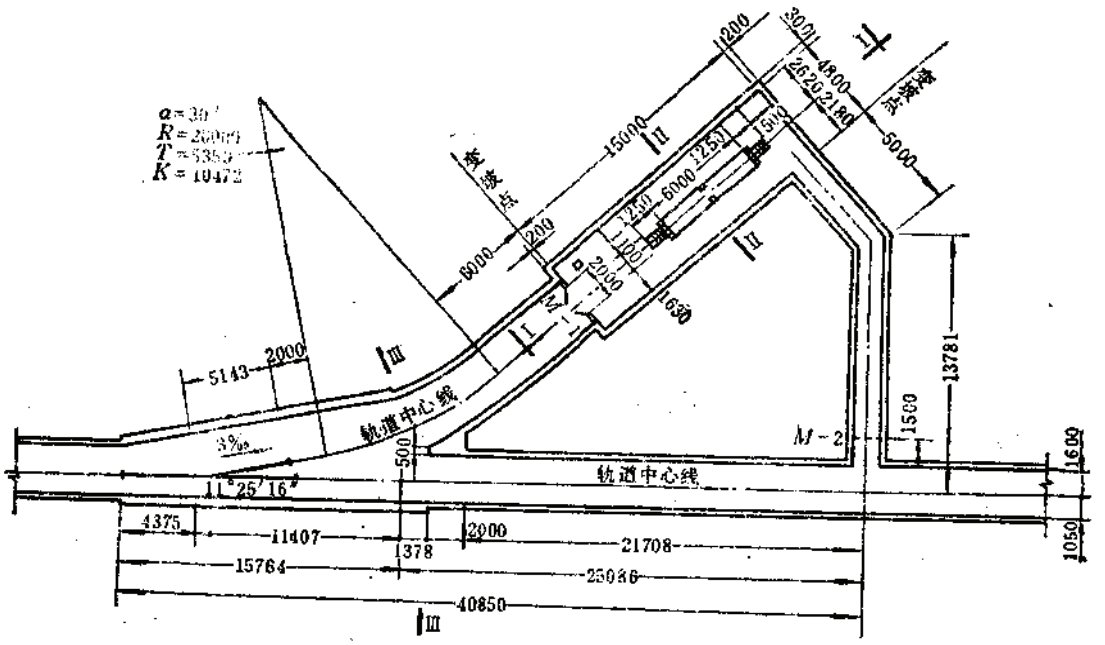
图 1-6-60　检修坑钢轨架设法

1—连续牛腿架设法；2—型钢梁架设法；3—钢梁中间间断独立牛腿架设法

坑内架线式电机车修理硐室通用设计断面主要特征见表1-6-44。

井下架线式电机车修理硐室断面主要特征表 表 1-6-44

布置形式	图号	间距(mm)	断面(m²) 拱型	净	掘	支护型式	长度(m)	开凿工程量(m³) 硐室巷道	基础	合计	材料消耗量(m³)	备注
加宽式	YT-DJ32	305	1/3圆弧	12.92	17.29	混凝土	12.8	521.32	8.16	529.48	139.44	6t电机车
硐室式	YT-DJ04	[illegible]	同上	16.13	20.00	同上	11.4	776.77	14.76	791.53	166.77	3t、1.5t电机车
	YT-DJ03	690	同上	18.83	22.55	同上	15.4	701.48	11.16	712.64	151.24	10t电机车
			1/4圆弧	19.18	22.98	同上	15.4	704.79	11.16	715.95	152.53	
			1/3三心	19.26	23.06	同上	15.4	715.21	11.16	726.37	153.28	
			1/4三心	19.67	23.54	同上	15.4	720.68	11.16	731.84	154.47	
	YT-DJ01	762 (690)	1/3圆弧	19.95	23.73	同上	15.4	1504.51	20.03	1524.54 (1526.25)	311.52 (311.98)	14t电机车
			1/4圆弧	20.36	24.21	同上	15.4	1419.89	20.03	1439.92 (1441.63)	304.96 (305.42)	
			1/3三心	20.44	24.30	同上	15.4	1518.99	20.03	1539.02 (1540.73)	317.16 (317.62)	
			1/4三心	20.90	24.84	同上	15.4	1462.77	20.03	1482.80 (1484.51)	312.10 (312.56)	
	YT-DJ03	762 (690)	1/3圆弧	20.96	24.89	同上	17.4	1887.10	25.58	1912.68 (1912.81)	361.55 (361.68)	20t电机车
			1/4圆弧	21.51	25.43	同上	17.4	1869.32	25.58	1894.91 (1895.04)	362.13 (362.26)	
			1/3三心	21.50	25.52	同上	17.4	1975.20	25.58	2000.78 (2000.91)	395.36 (395.49)	
			1/4三心	22.13	26.13	同上	17.4	1923.89	25.58	1951.47 (1951.60)	368.65 (368.78)	



平面图

图 1-6-61 西北铁合金厂砂石矿井下14t架线式电机车修理硐室图（一）

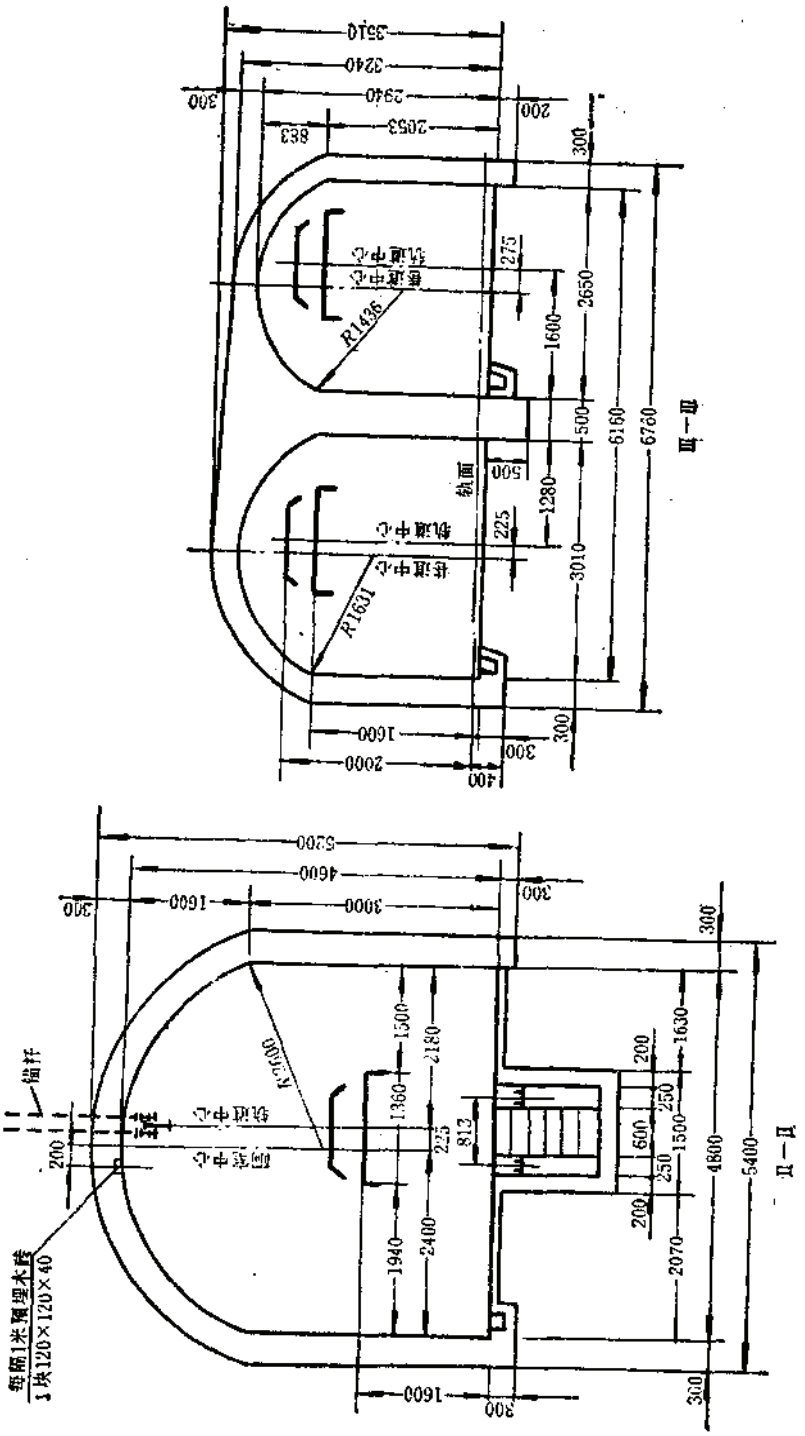


图 1-6-61　西北铁合金厂砂石矿井下14t架线式电机车修理硐室图（二）

6.4.1.4 工程实例

工程实例见图1-6-61至图1-6-64及表1-6-45。

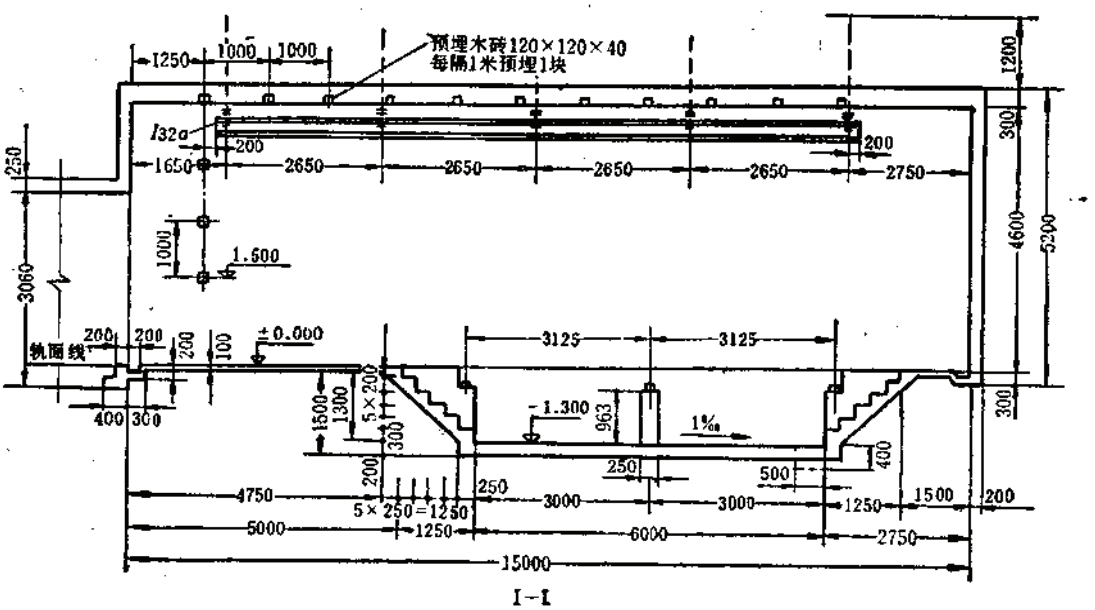


图 1-6-61 西北铁合金厂矽石矿井下14t架线式电机车修理硐室图（三）

图 1-6-61 工 程 量 表 表 1-6-45

序号	名称	支护型式	断面（m²）		长度（m）	掘进工程量（m³）	材料消耗量（m³）	备注
			净	掘				
1	人行通风巷	混凝土	3.58	4.83	18.18	92.32	26.20	见图1-6-61
2	电机车修理室	同 上	19.943	24.102	15	375.91	75.56	同 上
3	硐室地面	同 上				6.23	6.23	同 上
4	修理坑	同 上				17.11	6.61	同 上
5	电机车通道	同 上	8.371	10.626	8.74	95.22	21.58	同 上
6	交岔点	同 上			19.14	339.10	86.20	同 上
7	修理坑支撑柱	钢筋混凝土					0.12	同 上
	合 计				61.06	925.89	222.50	

注：轨距为762mm。

6.4.2 蓄电池电机车修理硐室、整流硐室及充电硐室

6.4.2.1 设计的一般规定

蓄电池电机车修理硐室设计及其一般规定与架线电机车修理硐室相同，见6.4.1。

整流变电硐室及充电硐室设计除符合中央变电硐室、采区变电硐室设计有关规定外，还应符合以下几条规定：

（1）充电硐室通风要良好，风流中氢气浓度不得超过0.5%。为降低有害气体的浓

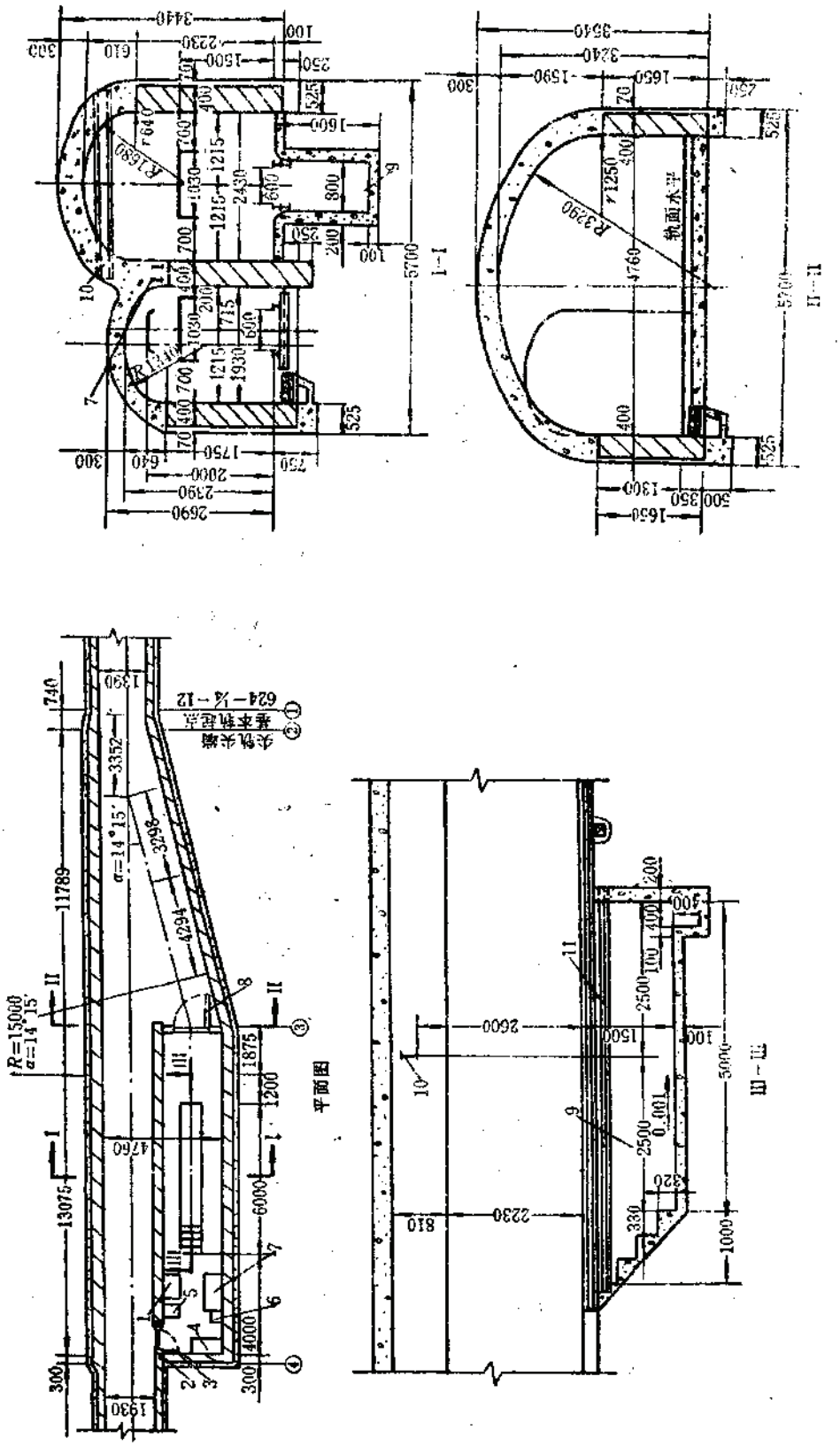


图 1-6-62　600轨距加宽式架线电机车修理硐室图（总开挖量430m³）

1—除渣斗；2—工字钢I10a=1800mm；3—木棚门1000×1800mm；4—办公桌；5—钻床台；6—备品箱；7—老虎钳工作台；8—木棚门1500×180(mm；9—修理坑；10—工字钢I24a 2根，l=1500mm；11—工字钢I20a，2根，l=6400mm

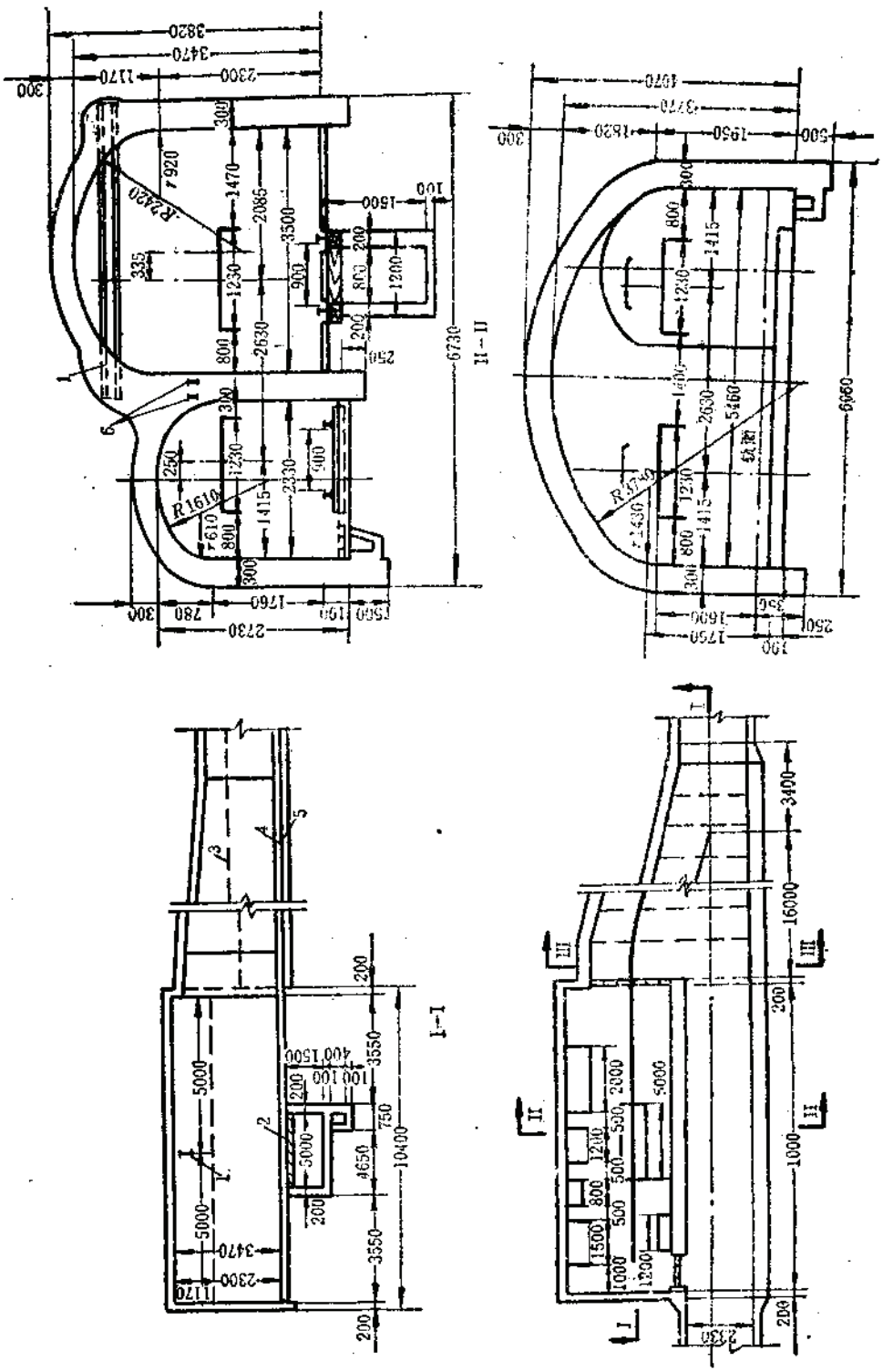


图 1-6-63 900轨距增宽式架线电机车修理硐室（总开掘量345m³）

1—钢轨[24a，l=4300mm；2—方木，200×150×2900mm；3—顶底梁；4—轨面；5—道碴；6—工字钢I 10a l=1300mm

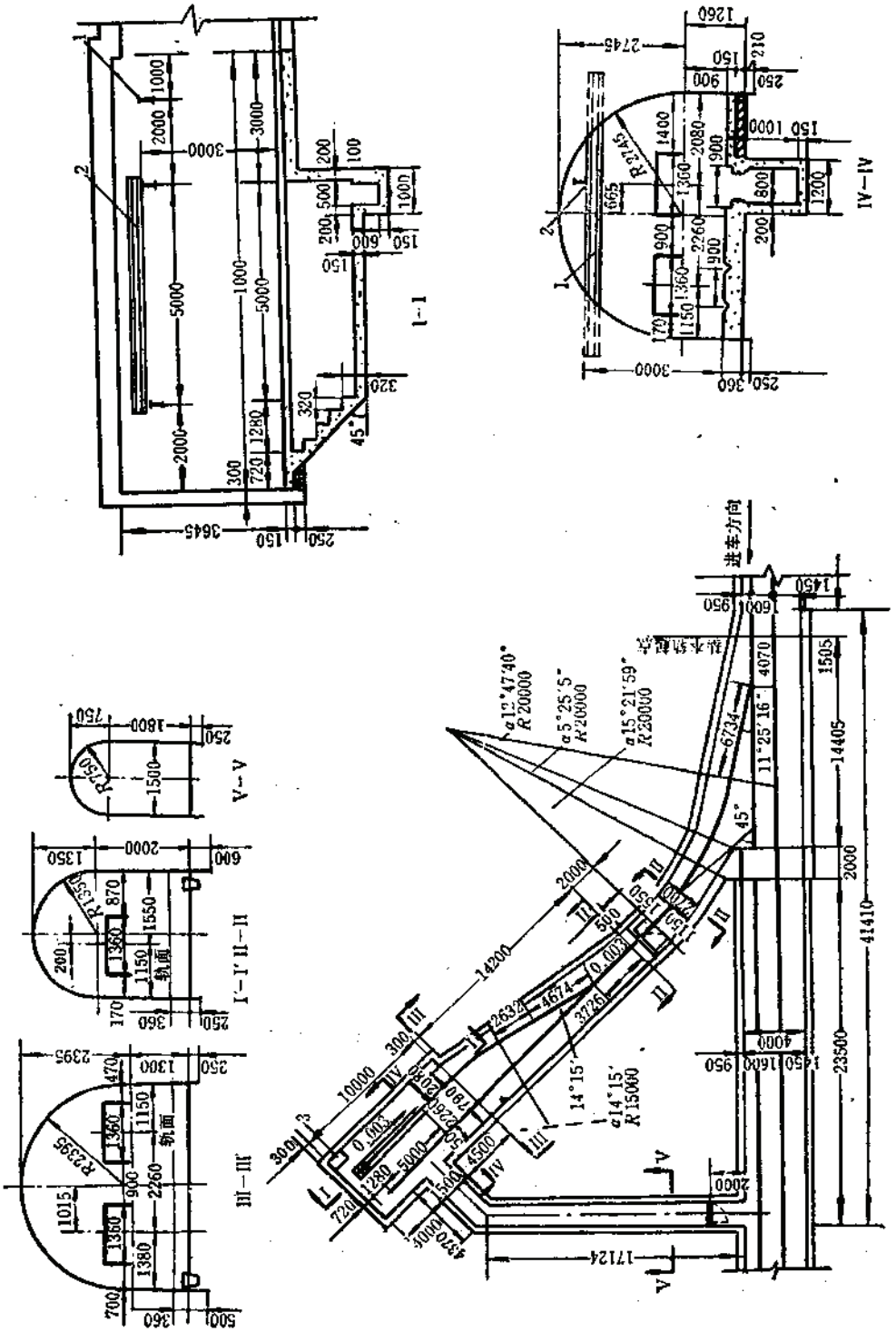


图 1-6-64　900轨距硐室式架线电机车修理硐室图

1—承重梁，三根，I32a；2—起重梁，I32a；3—工作台

度，供风量要求在$2m^3/s$以上。

（2）充电硐室内的充电台数少于6台时，布置一条电机车出入口；当充电台数大于6台时，应布置两个电机车出入口。

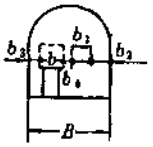
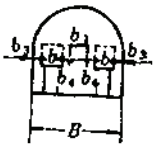
（3）整流变电硐室、充电硐室及蓄电池电机车修理硐室应毗邻布置在中央变电硐室或采区变电硐室附近的运输巷道一侧。

6.4.2.2 硐室尺寸确定

（1）蓄电池电机车修理硐室尺寸确定与架线电机车修理硐室相同，见表1-6-43。

（2）充电硐室按充电台的布置型式可分为单排布置型式和双排布置型式两种。常用单排布置型式，当充电台数多于6台时，才考虑采用双排布置型式。充电硐室尺寸确定见表1-6-46。

蓄电池电机车充电硐室尺寸计算表 表 1-6-46

项目	充电台单排布置硐室宽度 B (mm)	充电台双排布置硐室宽度 B (mm)	硐室高度 H (mm)	硐室长度 L (mm)
计算简图				
公式	$B=b+b_1+b_2+b_3+b_4$	$B=2b+b_1+2b_3+2b_4$	$H=h_1+h_2$	$L=2l_1+nl+(n-1)l_2$
符号注释及取值	b—充电台上电池箱的宽度，(mm) b_1—蓄电池电机车宽度，(mm) b_2—电机车与墙壁间，即人行道的宽度，按规范一般取值≥800mm b_3—充电台上电池箱边缘与墙壁间的距离，一般取≥500mm b_4—充电台上电池箱与电机车之间的距离，一般取60～100 mm	符号同左	h_1—起重梁底面至硐室地面间的高度，一般取值为≥3000mm，当采用吊车梁时，导轨支撑梁底面至轨面的高度不小于1800mm h_2—起重梁底面至拱顶的高度，一般取值为700～1000mm	l—每台充电台的长度 mm l_1—充电台与硐室端墙间的距离，一般取值为1500mm l_2—充电台之间的距离，一般取800～1000mm n—当充电台为单排布置时，n值等于充电台的台数；当充电台为双排布置时，n值为沿硐室纵向布置的充电台之排数，即n=台数/2（取整数值）

（3）整流变电硐室尺寸应根据整流设备规格、设备数量、设备与设备之间及设备与墙壁之间的安全间隙和设备的布置型式来确定，参考表1-6-11。

6.4.2.3 工程实例

工程实例见图1-6-65及图1-6-66。

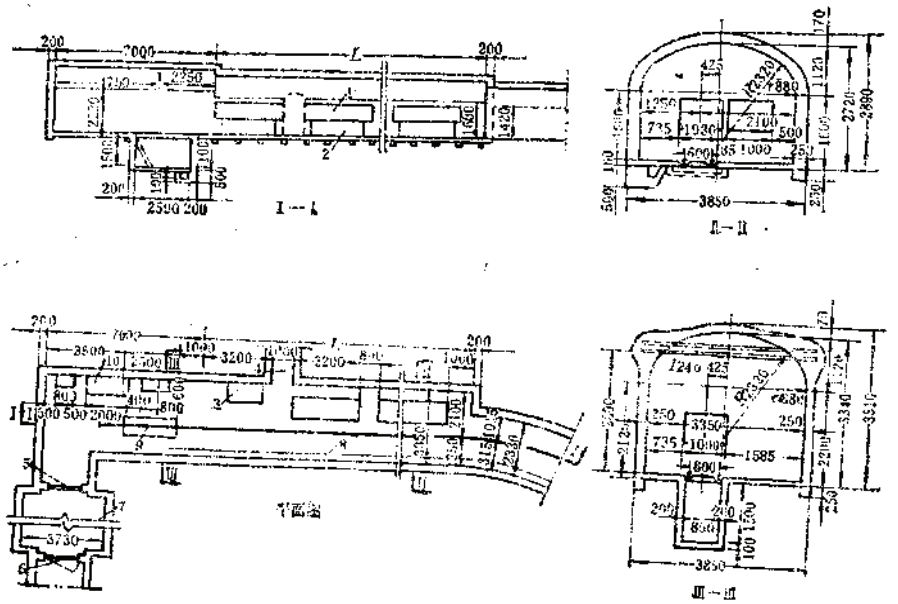


图 1-6-65　2～4台蓄电池电机车修理硐室图

1—充电池组；2—充电台；3—放电装置；4—通风巷道；5—防火门；6—铁栅栏门；7—整流室；8—水沟中心线；9—检修坑；10—工作台

6.4.3　凿岩机修理硐室

6.4.3.1　凿岩机修理硐室设计的一般规定

（1）在大、中型矿山中，坑内均应设置凿岩机修理硐室，负责生产阶段凿岩机的小修、收发，其配备由矿机专业提供。硐室内通常配有钳工工作台、油槽台、凿岩机装配台、粗磨床、砂轮机等设备；还有凿岩机保管架、工具和备品备件柜及油箱。油箱与凿岩机保管架之间的距离应大于800mm。

（2）凿岩机修理硐室的位置应布置在凿岩机作业集中的运输巷道一侧，亦可利用条件适合的废巷道改建。

（3）凿岩机硐室支护一般应采用不燃性材料砌筑。若硐室围岩稳定硐室可不支护或采用喷射混凝土支护。硐室底板采用混凝土地面，其厚度不得小于100 mm，混凝土采用C10级。

6.4.3.2　凿岩机修理硐室尺寸的确定

凿岩机修理硐室尺寸，主要根据每班修理凿岩机机具（包括钎头修磨）数量多少而定，见表1-6-47。

6.4.3.3　工程实例

工程实例见图1-6-67及图1-6-68。在图1-6-68中，括号内的数字为20台～40台凿岩机修理硐室的尺寸。

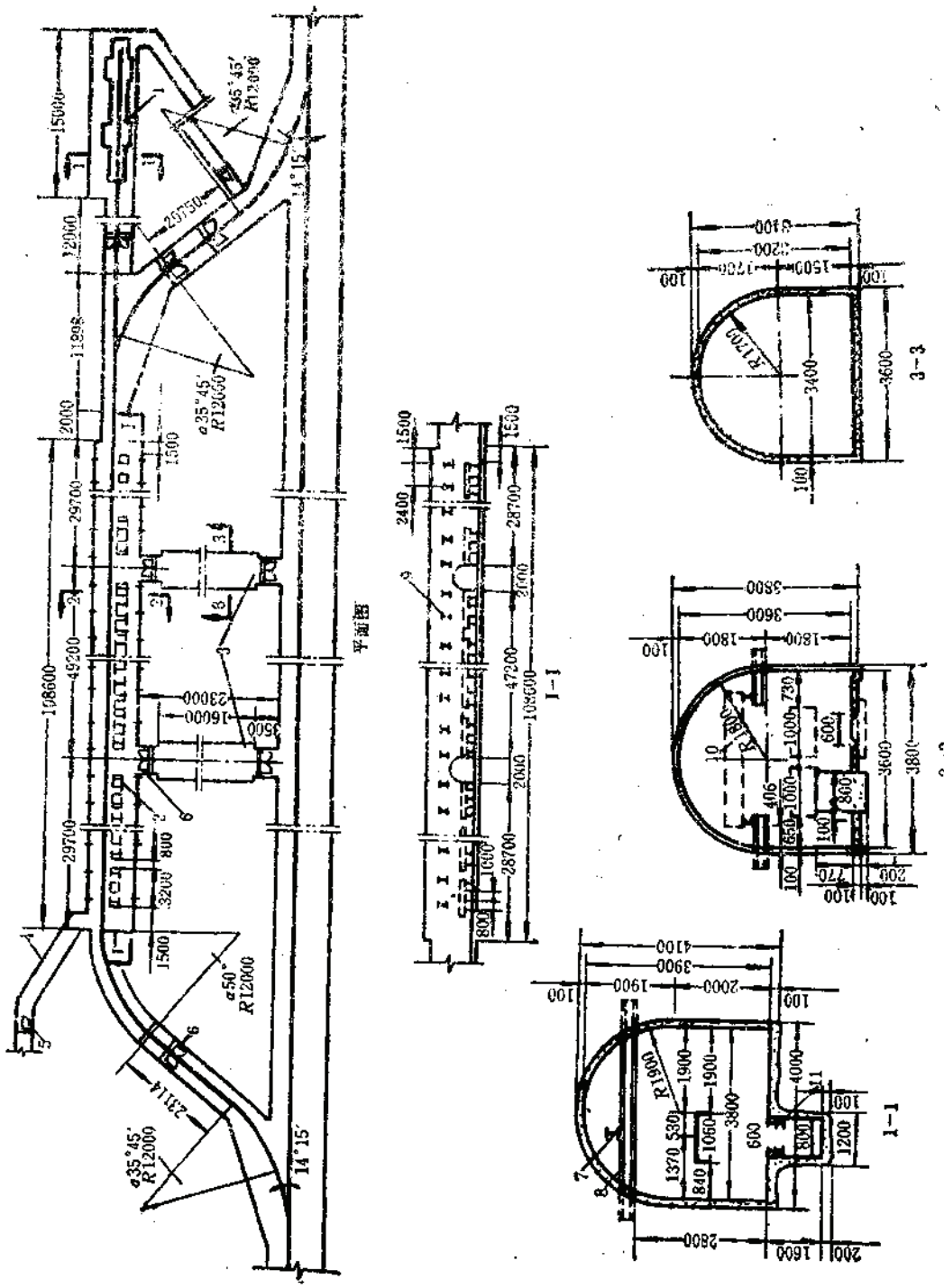


图 1-6-66 峰峰九龙口矿蓄电池式电机车修理间充电及换流室

1—修理间，2—充电室，3—换流室，4—回风斜巷，5—调节风门，6—防火门，7—起重梁I28a，8—滑轨型I25a，9—吊车托架I20b，10—3吨手动吊车，11—机管架设钢梁I20a

凿岩机修理硐室尺寸参考表　　表 1-6-47

序号	凿岩机台数（台）	硐室净尺寸（mm）			备注
		宽度	长度	高度	
1	<20	3000	3000	2600	硐室断面常用三心圆拱和圆弧拱两种型式
2	20～40	3200	5000	2600	
3	41～79	3600	7000	2800	
4	80～120	3600	9000	2800	

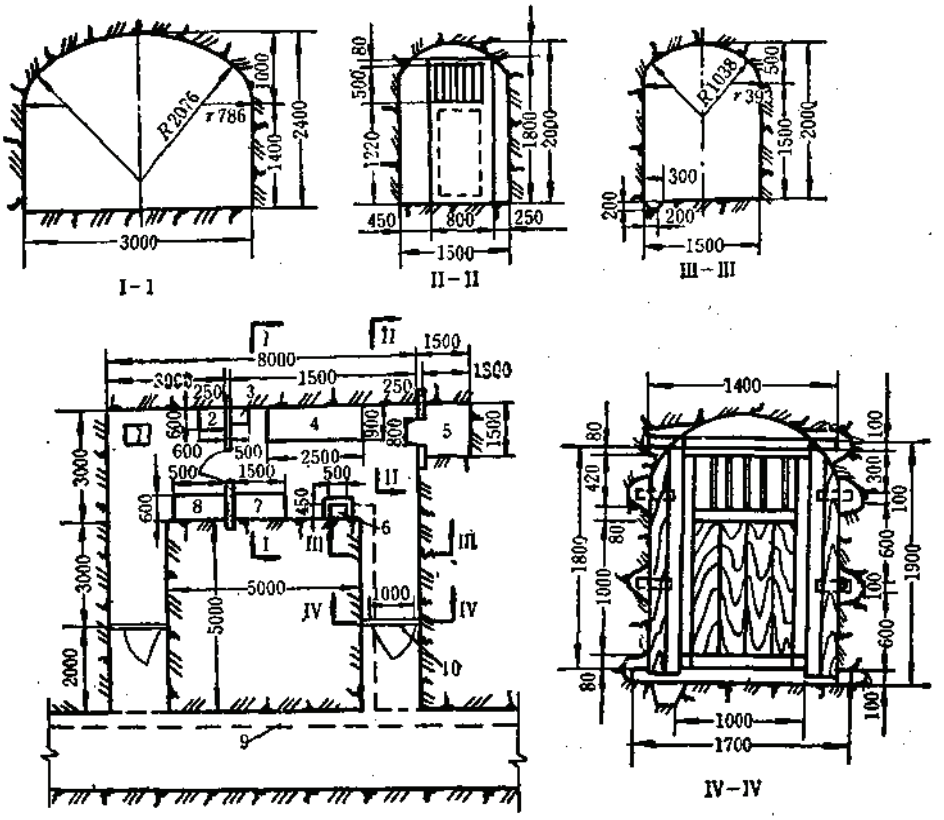


图 1-6-67　凿岩机修理硐室实例之一（开凿总工程量为90m³）

1—磨钎机；2—工作台；3—砂轮机；4—凿岩机装配台；5—材料备件库；6—污水池；7—凿岩机保管架；8—工作台；9—水沟；10—栅栏门

6.5 防水闸门硐室

6.5.1 防水闸门硐室设计的一般规定

（1）为防止因井下突然涌水而淹没矿井和中央泵站，对水文地质条件复杂或有突然涌水危险的矿山，必须在井底车场、中央泵站的巷道两端或有突然涌水危险的地段设置防水闸门硐室。

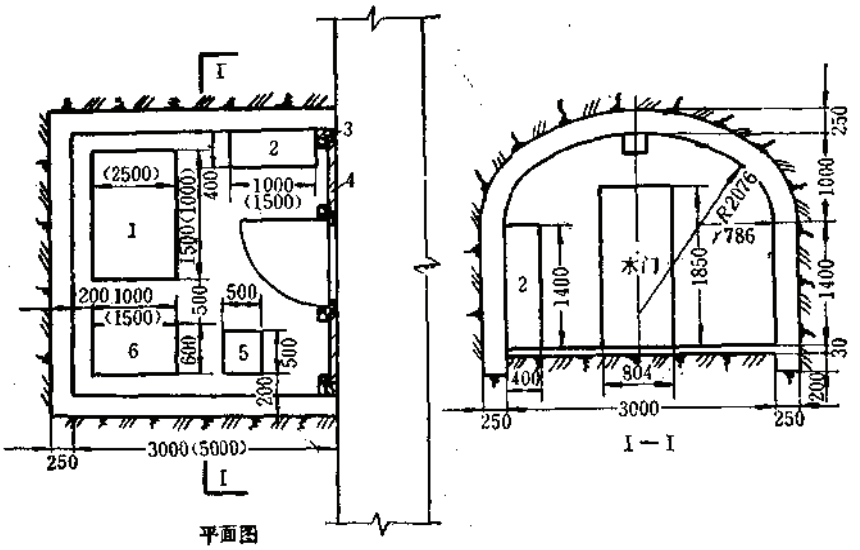


图 1-6-68 20台以下(20～40)凿岩机修理硐室实例之二〔开凿总工程量为26(44)m³〕
1—工作台；2—工具及零件架；3—木柱（150×150），4—木隔板；5—油箱；6—凿岩机放置架

（2）防水闸门硐室的位置除满足上述要求外，应选择在围岩稳定，岩层完整致密的单轨直线巷道内。

（3）在防水闸门硐室来水方向25m 的巷道内应加设一道档杂物的篦子门。

（4）防水闸门硐室应采用 $C20$～$C25$ 级 混凝土砌筑，混凝土工程必须连续施工，不得有渗、漏水现象。

在硐室内和硐室以外两侧巷道，特别是来水方向的巷道底板也均应采用混凝土砌筑，其每侧长度不得小 于 5m。有混凝土地面的硐室和巷道底板不得高于相邻巷道底板。

硐室砌筑后，应进行壁后注浆。为增强砌体的抗渗、防漏的性能，一般应在来水方向的一侧，做20～30mm厚的防水砂浆抹面层。

（5）通过闸门硐室的观测孔、放水孔的钢管及阀门的规格由矿机专业按最大的水压力确定。预埋在硐室内的钢管应有防滑、防漏水措施，一般的做法是，在管外壁焊接锚件，浇灌混凝土后再注浆处理。

电缆孔应在里面封堵严密。

（6）防水闸门必须向来水方向开启。闸门与门框应密封严实，门框与硐室的混凝土必须紧密结合。

（7）硐室处的轨道、架线和妨碍闸门关启的设施必须灵活、易折，保证在关闭闸门时能迅速拆除。

6.5.2 防水闸门硐室的结构型式及平面布置

防水闸门硐室按其密闭结构可分为圆柱形和楔形两种型式，按其用途又可分为承受较高压力（1MPa 以上）水的防水闸门硐室和只能承受较低压力（0.5MPa以下）的防火、防水的普通密闭门硐室。

普通密闭门硐室一般设置在井下中央变电所、水泵房与车场间的通道内。

防水闸门硐室的平面布置型式见图1-6-69和表1-6-48。

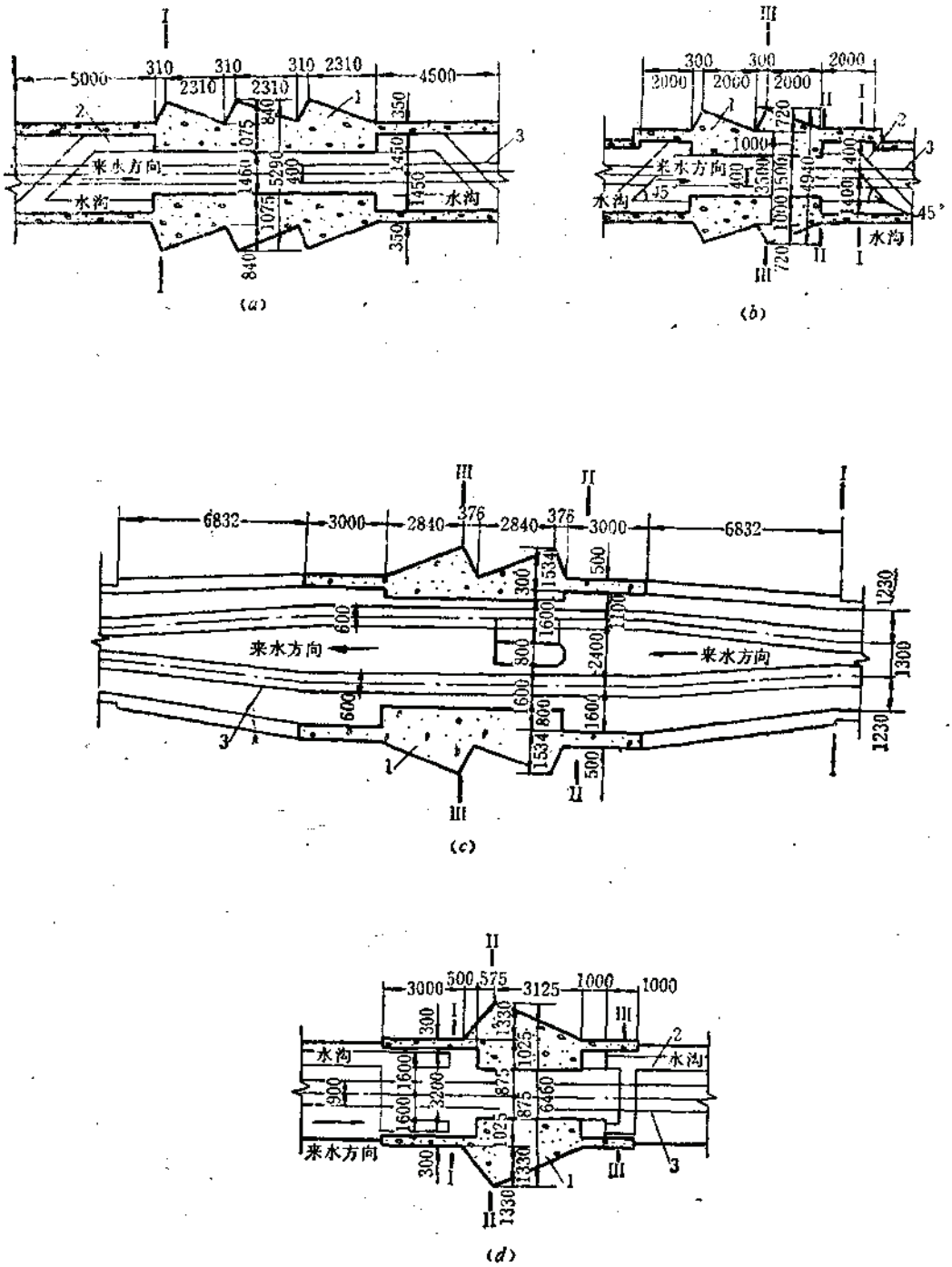


图 1-6-69　防水闸门硐室平面布置（一）

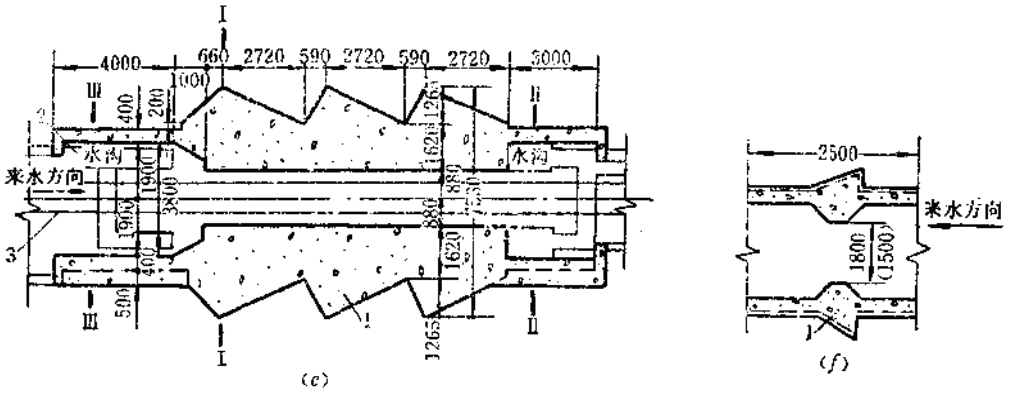


图 1-6-69 防水闸门硐室平面布置（二）

a、*e*—单门三段防水闸门硐室平面布置；*b*—单门双段防水闸门硐室平面布置；*c*—双门双段防水闸门硐室平面布置；*d*、*f*—单门单段防水闸门硐室平面布置，其中*f*常用于安装密闭门、防火门；1—密闭；2—水沟；3—轨道

防水闸门硐室主要技术特征 表 1-6-48

序号	项目		防水闸门硐室（图 1-6-69）						
			a	*b*	*c*	*d*	*e*	*f* 900 轨距	*f* 600 轨距
1	闸门规格（mm）		1460×2300	1500×2000	双 1600×2300	1750×2000	1760×2550	1800×2000	1500×1800
2	承受水压（N/mm²）		1.5	1.0	2.1	1.7	2.8	普通密闭门	普通密闭门
3	断面宽度（mm）	Ⅰ—Ⅰ	5290	2800	3760	3200	7540	2400	2100
		Ⅱ—Ⅱ		3500	5100	6460	3800		
		Ⅲ—Ⅲ		4940	8200	3200	3800	3400	3100
4	开凿工程量（m³）		305	129.7	713.6		574.4	32.8	27
5	材料消耗量（m³）		193.3	86.9	346.1		433	13.2	11.7

6.5.3 防水闸门硐室设计

6.5.3.1 设计所需的资料

（1）围岩的工程地质和水文工程地质资料，其中主要的是岩石的物理力学性质和水质分析资料。

（2）开采阶段平面图和巷道断面图；防水闸门、门框和水沟闸阀的安装图；防水闸门对硐室传递力的方向及大小；最大静水压力和来水方向。

（3）防水闸门硐室预埋构件（管路、阀门、电缆、水沟等所需的预埋件）的规格、数量、位置及其埋设要求。

（4）通过防水闸门硐室的设备规格和尺寸；巷道通过的通风量和风速。

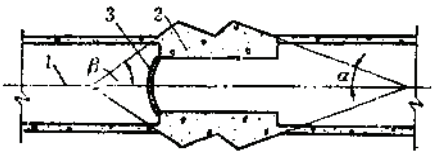


图 1-6-70　密闭支撑面与巷道中心线的夹角α、β
1—巷道中心线；2—密闭混凝土结构；3—防水门

6.5.3.2　设计参数的确定

（1）防水闸门硐室支撑面与巷道中心线夹角α、β值由围岩性质确定，见图1-6-70。一般β＝60°～70°，当岩石坚固性系数f<6时，α＝20°；f>6时，α＝30°。

（2）防水闸门硐室密闭材料强度按现行的钢筋混凝土结构设计规范取用。抗剪强度可取0.1～0.15f_c，或按（1-6-42）换算：

$$\tau = 0.75\sqrt{f_c \cdot f_t} \qquad (1\text{-}6\text{-}42)$$

式中　f_c——混凝土轴心抗压强度设计值（MPa）；

f_t——混凝土轴心抗拉强度设计值（MPa）。

（3）防水闸门硐室混凝土密闭结构安全等级建议按一级设计，结构安全系数γ_0＝1.1；荷载分项系数γ_G＝1.2，γ_Q＝1.4。

（4）防水闸门硐室通常采用素混凝土浇筑，当水压较高时，应在门框周边及背后按构造配置钢筋或安设工字钢框架。配筋宽度应大于门框底面，配筋长度为1m左右，钢筋网可采用Ⅰ级φ6～φ10的钢筋，网距150～200mm，网孔为100×100mm左右。

6.5.3.3　防水闸门硐室密闭厚度计算

防水闸门硐室密闭厚度的确定，一般采用圆柱形计算方法和楔形计算方法两种，其中圆柱形计算方法应用较普遍，见表1-6-49。

6.5.3.4　计算例题

某矿防水闸门建筑于凝灰岩内，标准静水压力P_k＝2.3MPa（即P_k＝2.3N/mm²），进水侧硐室净宽a＝4m，净高b＝3.3m，采用C20级混凝土浇筑，求防水闸门硐室密闭结构的厚度B。

解：按表1-6-49中的公式计算：

（1）选取α＝20°，则$r=\dfrac{a}{2\sin\alpha}=\dfrac{4}{2\sin 20^\circ}=5.85\text{m}$

（2）设计荷载$P=\gamma_O\gamma_G P_K=1.1\times1.4\times2.3=3.542\text{MPa}$

（3）查表得C20级混凝土设计抗压强度f_c＝9.5MPa　f_t＝1.05MPa

（4）C20级混凝土的抗剪强度设计值τ

$$\tau=0.75\sqrt{f_c f_t}=0.75\sqrt{9.5\times1.05}=2.369\text{MPa}$$

（5）计算密闭结构的厚度B，按圆柱形计算方法计算B：

$$B=\frac{r}{\dfrac{f_c}{P}-1}=\frac{5.85}{\dfrac{9.5}{3.542}-1}=3.48\text{m}$$

以楔形计算方法计算B：

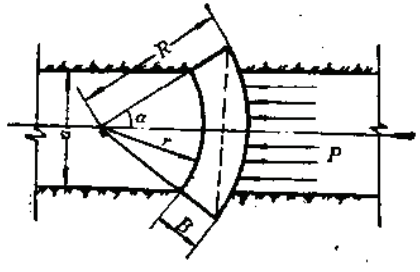
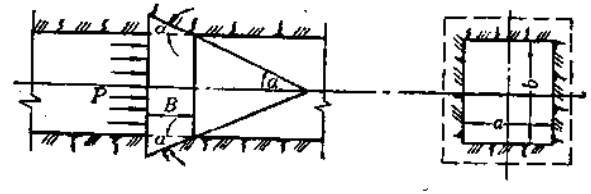
$$B=\frac{\sqrt{(a+b)^2+\dfrac{4P\tau ab}{f_c}}-(a+b)}{4\text{tg}\alpha}=\frac{\sqrt{(4+3.3)^2+\dfrac{4\times3.542\times4\times3.3}{9.5}}-(4+3.3)}{4\text{tg}20^\circ}$$

$$=0.854\text{m}$$

（6）按抗剪强度验算B：

$$B=\frac{Pab}{2(a+b)f_\tau}=\frac{3.542\times4\times3.3}{2(4+3.3)\times2.369}=1.052\text{m}$$

防水闸门硐室密闭结构厚度计算表 表 1-6-49

计算方法		抗压强度条件		抗剪强度条件	抗渗透性条件
计算项目		圆柱结构密闭厚度 B (m)	楔形结构密闭厚度 B (m)	校核抗剪厚度 B (m)	校核抗渗透厚度 B (m)
计算简图					
计算公式	单段	$B=\dfrac{r}{\dfrac{f_c}{P}-1}$ $\quad r=\dfrac{a}{2\sin\alpha}$	$B=\dfrac{\sqrt{(a+b)^2+\dfrac{4Pab}{f_c}}-(a+b)}{4\,\mathrm{tg}\,\alpha}$	$B\geqslant\dfrac{PS}{Lf_v}$	$B\geqslant 48khS$
	多段	$B_0=\dfrac{r}{\dfrac{nf_c}{P}-1}$ $\quad B=nB_0$	$B_0=\dfrac{\sqrt{(a+b)^2+\dfrac{4P_0ab}{f_c}}-(a+b)}{4\,\mathrm{tg}\,\alpha}$ $\quad P_0=\dfrac{P}{n}$	$nB_0\geqslant\dfrac{PS}{Lf_v}$	$nB_0\geqslant 48khS$
符号说明及取值		r—密闭墙内半径 (m) P—静水设计压力 (MPa) f_c—围岩或混凝土抗压强度设计值 (MPa) n—段数，一般分为 1～3 段 B_0—每段密闭的厚度 (m) a—进水侧巷道的净宽度 (m) α—支撑面与巷道中心线的夹角，取20°～30°。	b—进水巷道的净高度(m) P_0—每段密闭结构上的静水设计压力 (MPa) f_c—混凝土抗压强度设计值(MPa) 其余符号同左。	f_v—混凝土设计抗剪强度 (MPa) S—进水巷道密闭结构受水面积 (m^2) L—进水巷道密闭结构的周长。(m) 与防水闸门硐室周长相同； 其余符号同左	k—混凝土的抗渗透系数。$k=0.000015\sim0.000035$ h—静水压头高度 (m) 其余符号同左

（7）按抗渗透性验算B：

$$B = 48hhxb$$

∵ 1MPa = 10kg/cm² = 10个大气压

∴ 3.542MPa = 35.42kg/cm² = 35.42个大气压

又因一个大气压相当于10m静水压头

∴ 35.42个大气压相当于354.2m静水压头

即 $h = 354.2$m

$$B = 48hhxb = 48 \times 0.000015 \times 354.2 \times 4 \times 3.3 = 3.37\text{m}$$

根据计算取 $B = 3.5$m

嵌入岩体深度$e = B\text{tg}\alpha = 3.5\text{tg}20° = 1.27$m

6.5.4　排水管及排水沟计算

6.5.4.1　排水管及排水沟有效过水断面计算

防水闸门开启时，预埋在硐室的混凝土内的排水管和通过硐室两端巷道的排水沟有效过水断面应满足通过硐室的最大正常涌水量。

$$F = \frac{\eta Q}{3600V} \tag{1-6-43}$$

$$v = c\sqrt{Ri} \tag{1-6-44}$$

当为排水管时

（1）排水管全断面满流条件：

$$F = \frac{\pi D^2}{4} \tag{1-6-45}$$

$$R = 0.25D$$

（2）排水管部分断面充水条件：

$$F = \frac{\pi d^2}{180°}\cos^{-1}\left(1 - \frac{h}{d}\right) \tag{1-6-46}$$

$$R = \frac{F}{\rho}$$

当为排水沟时

$$F = BH \tag{1-6-47}$$

考虑水沟内有沉淀物，水沟深度应加深50～100mm。

式中　F——过水断面积，m²；

η——系数，取1.1～1.2；

Q——通过硐室的最大正常流量，m³/h；

v——水流速度，m/s；

c——流速系数，查表1-3-91，$c = \frac{1}{n}R^y$；

y——指数，$y = 2.5\sqrt{n} - 0.13 - 0.75\sqrt{R}(\sqrt{n} - 0.1)$；

R——水力半径，m；

n——圆管或水沟的粗糙度，查表1-3-92；

钢管水力计算表

表 1-6-50

管路阻力损失	钢管直径 d (mm)																		备注
	200		250		300		350		400		450		500		600		700		
1000i	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v—流速，m/s 1000i—1000m管路阻力损失，10kN/m² Q—流量，m³/h i—坡度，一般取值3～2‰
3	0.56	61.2	0.65	117.0	0.75	198.0	0.84	302.4	0.91	424.3	0.99	590.4	1.07	784.8	1.22	1281.6	1.30	1800.0	
4	0.65	72.0	0.76	136.0	0.88	230.4	0.98	352.8	1.07	496.8	1.13	691.2	1.25	914.4	1.37	1440.0	1.56	2160.0	
5	0.73	81.0	0.86	154.8	0.98	259.2	1.10	396.0	1.20	561.6	1.30	774.0	1.40	1022.4					
6	0.80	88.2	0.96	172.8	1.08	284.4	1.22	439.2	1.31	612.0	1.43	849.6	1.53	1119.6	1.71	1800.0	1.82	2520.0	
7	0.88	97.2	1.04	187.2	1.18	309.6	1.32	475.2	1.42	662.4	1.54	914.4	1.65	1209.6					
8	0.94	104.4	1.10	198.0	1.26	331.2	1.40	504.0	1.51	705.6	1.65	979.2	1.77	1296.0					
9	1.01	111.6	1.18	212.4	1.34	352.8	1.48	532.8	1.61	752.4	1.74	1033.2	1.87	1368.0					
10	1.07	118.8	1.26	226.8	1.42	374.4	1.58	568.8	1.71	795.6	1.85	1098.0	1.97	1440.0					
11	1.12	124.2	1.32	237.6	1.48	388.8	1.64	583.2	1.78	828.0	1.94	1152.0							
12	1.17	129.6	1.38	248.4	1.53	403.2	1.72	619.2	1.87	871.2	2.01	1195.2							
13	1.22	135.0	1.42	255.6	1.61	424.8	1.80	648.0	1.94	903.6	2.11	1252.8							
14	1.27	140.4	1.48	266.4	1.67	439.2	1.86	669.6	2.01	936.0	2.18	1296.0							
15	1.30	144.0	1.54	277.2	1.72	453.6	1.92	691.2	2.08	968.4	2.26	1339.2							
16	1.37	151.2	1.58	284.4	1.78	468.0	1.98	712.8	2.15	1000.8	2.33	1382.4							
17	1.40	154.8	1.62	291.6	1.83	482.4	2.03	730.8	2.22	1033.2	2.40	1425.6							
18	1.43	158.4	1.66	298.8	1.89	496.8	2.09	752.4	2.29	1065.6									
19	1.46	162.0	1.72	309.6	1.94	511.2	2.15	774.0	2.33	1087.2									
20	1.50	165.6	1.76	316.8	2.00	525.6	2.21	795.6	2.40	1119.6									

注：摘自《给水排水设计手册》第四册室外给水排水—管渠水力计算图表。

铸铁管水力计算表

表 1-6-51

管路阻力损失	铸铁管直径 d (mm)																		备注
	200		250		300		350		400		450		500		600		700		
1000i	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v—流速，m/s 1000i—1000m管路阻力损失，10kN/m² Q—流量，m³/h i—坡度，一般取 2～3‰
3	0.55	61.2	0.65	113.4	0.74	187.2	0.82	284.4	0.91	410.4	0.98	561.6	1.06	752.4	1.20	1224.0	1.33	1836.0	
4	0.64	72.0	0.76	133.2	0.86	219.6	0.96	331.2	1.07	482.4	1.14	655.2	1.23	871.2	1.39	1411.2	1.53	2124.0	
5	0.72	81.0	0.86	151.2	0.93	248.4	1.08	374.4	1.19	540.0	1.30	741.6	1.39	979.2	1.56	1584.0	1.71	2376.0	
6	0.80	90.0	0.94	165.6	1.07	273.6	1.21	417.6	1.31	590.4	1.41	806.4	1.51	1066 6	1.70	1728.0	1.87	2592.0	
7	0.88	97.2	1.03	180.0	1.17	298.8	1.29	446.4	1.42	640.8	1.52	871.2	1.63	1156.0	1.84	1872.0	2.03	2808.0	
8	0.94	104.4	1.11	194.4	1.26	320.4	1.39	482.4	1.51	684.0	1.63	936.0	1.75	1238.4	1.98	2016.0	2.18	3024.0	
9	1.01	111.6	1.17	203.2	1.33	338.4	1.48	511.2	1.59	720.0	1.73	990.0	1.85	1310.4	2.01	2124.0	2.31	3204.0	
10	1.06	118.8	1.25	219.6	1.40	356.4	1.56	540.0	1.69	763.2	1.82	1044.0	1.96	1382.4	2.19	2232.0	2.44	3384.0	
11	1.11	124.2	1.29	226.8	1.47	374.4	1.62	561.6	1.78	806.4	1.92	1098.0	2.04	1440.0	2.30	2340.0	2.55	3528.0	
12	1.16	129.6	1.36	237.6	1.53	388.8	1.68	583.2	1.85	838.8	1.99	1141.2	2.14	1512.0	2.41	2448.0	2.60	3600.0	
13	1.22	136.8	1.42	248.4	1.61	410.4	1.77	612.0	1.93	871.2	2.09	1195.2	2.24	1638.0	2.51	2556.0	2.73	3780.0	
14	1.27	142.2	1.46	255.6	1.67	424.8	1.83	633.6	2.0	903.6	2.16	1238.4	2.32	1692.0	2.58	2628.0	2.86	3960.0	
15	1.32	147.6	1.52	266.4	1.73	439.2	1.89	655.2	2.07	936.0	2.24	1281.6	2.39	1746.0	2.69	2736.0	2.99	4140.0	
16	1.35	151.2	1.56	273.6	1.78	453.6	1.95	676.8	2.14	968.4	2.31	1324.8	2.47	1800.0	2.76	2808.0			
17	1.38	154.8	1.62	284.4	1.84	468.0	2.02	698.4	2.19	990.0	2.36	1353.6	2.55	1908.0	2.86	2988.0			
18	1.45	158.4	1.66	291.6	1.87	475.2	2.08	720.0	2.26	1022.4	2.44	1396.8	2.60	1944.0	2.94	3060.0			
19	1.48	165.6	1.70	298.8	1.92	489.6	2.14	741.6	2.33	1054.8	2.52	1440.0	2.70		3.01				
20	1.51	169.2	1.75	306.0	1.98	504.0	2.20	763.2	2.40	1087.2	2.58	1476.0	2.75						

注：摘自《给水排水设计手册》第四册室外给水排水—管渠水力计算图表。

i——管路或水沟坡度，一般取7～10‰；

D——圆管直径，m；

d——圆管半径，m；

h——充水深度，m；

ρ——湿周，m；

B——水沟宽度，m；

H——水沟深度，m；

π——圆周率，$\pi=3.14159$。

根据排水管的最大流量，查表1-6-50和表1-6-51，选择排水管直径；查表1-6-52，选择矩形水沟断面。

矩形断面水力计算 表1-6-52

i (‰)	h	$B=350$		$B=400$		$B=500$		$B=600$		$B=800$		$B=1000$		$B=1200$	
		Q	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v	Q	v
8	400	800	1.6	971	1.69	1336	1.86	1738	2.00	2545	2.20	3382	2.36	4316	2.49
	600	1291	1.71	1582	1.84	2200	2.04	2865	2.20	4342	2.5	5897	2.73	7560	2.9
	800	1789	1.77	2183	1.91	2872	2.14	4061	2.32	6181	2.68	8507	2.94	10937	3.18
	1000					3985	2.20	5270	2.43	8107	2.81	11124	3.09	14443	3.35
	1200							6433	2.48	10051	2.9	13980	3.23	18180	3.5
10	400	892	1.77	1085	1.88	1500	2.07	1945	2.24	2836	2.46	3795	2.65	4835	2.79
	600	1227	1.90	1774	2.05	2465	2.27	3200	2.44	4835	2.8	6580	3.05	8417	3.23
	800	2003	1.98	2454	2.14	2992	2.39	4514	2.60	6869	2.98	9490	3.28	12250	3.54
	1000					4435	2.46	5890	2.73	9014	3.13	12834	3.49	16178	3.74
	1200							7160	2.79	11160	3.23	15670	3.62	20340	3.92

注：B—水沟宽度，mm；h—充水高度，mm；Q—流量，m^3/h；v—流速，m/s；i—坡度。

6.5.4.2 管壁厚度计算

管壁厚度按下式计算：

$$\delta=0.5D\left(\sqrt{\frac{R_a+0.4P}{R_a-1.3P}}-1\right)+\Delta d \tag{1-6-48}$$

式中 δ——管壁厚度，mm；

D——管直径，mm；

f_a——管材抗压强度设计值，MPa，见表1-6-53；

P——静水压力，MPa；

Δd——附加厚度，一般钢管取1～2mm。

防水闸门硐室的排水管多数采用无缝钢管，但有时也采用普通焊接钢管和加厚焊接钢管。无缝钢管壁厚按表1-6-54选用。

6.5.4.3 承压管路埋设深度

承压管理埋设深度按下式计算：

管材抗压强度表　　表 1-6-53

序号	名称	抗压应力 (kPa)		
		允许应力 f_a	试验压力 P_0	工作压力 P_g
1	普通焊接钢管	40000	2000	1333
2	加厚焊接钢管	60000	2500	1667
3	无缝钢管	80000	3200～7000	2133～4667
4	公式		$P_g=\frac{P_0}{1.5}$	

防水闸门涵室排水管用无缝钢管其壁厚选择表　　表 1-6-54

公称直径 d (mm)	外直径 D (mm)	管壁厚度 δ (mm)		
		$P=1.5\sim3.0$MPa	$P=3.0\sim4.5$MPa	4.5～6.0MPa
25	32～38	3.5	3.5	4.0
40	45～50	3.5	4.0	4.0
50	54～60	4.0	4.5	5.0
64	70～73	4.0	4.5	5.0
75	83～89	4.0	4.5	5.0
100	108～121	5.5	6.0	6.0
150	159～168	6.0	7.0	8.0
200	219	8.0	9.0	10.0
250	273	9.0	10.0	12.0
300	325	11.0	12.0	14.0
350	377	12.0	14.0	16.0
400	426	14.0	16.0	18.0

$$K=\frac{P}{f_t}r_i-\delta\frac{r_w}{r_i}\cdot\frac{E_s}{E_c} \tag{1-6-49}$$

式中　K——管路埋设深度，mm；

P——钢管承受的静水压力，kPa；

r_i——钢管内半径，mm；

δ——管壁厚度，mm；

r_w——钢管外半径，mm；

E_s——Ⅰ级（3号钢）钢的弹性模数，kPa；

f_t——混凝土的抗拉强度设计值，kPa；

E_c——C20级混凝土的弹性模数，kPa。

当$P=3000$kPa(kN/m²)时，承压管管壁至混凝土表面的距离（即钢管的混凝土保护层厚度）不得小于100mm。

当$P=3000$kPa时，钢管最小埋设深度K值见表1-6-55。

6.5.5 工程实例

工程实例见图1-6-71、图1-6-72和图1-6-73。

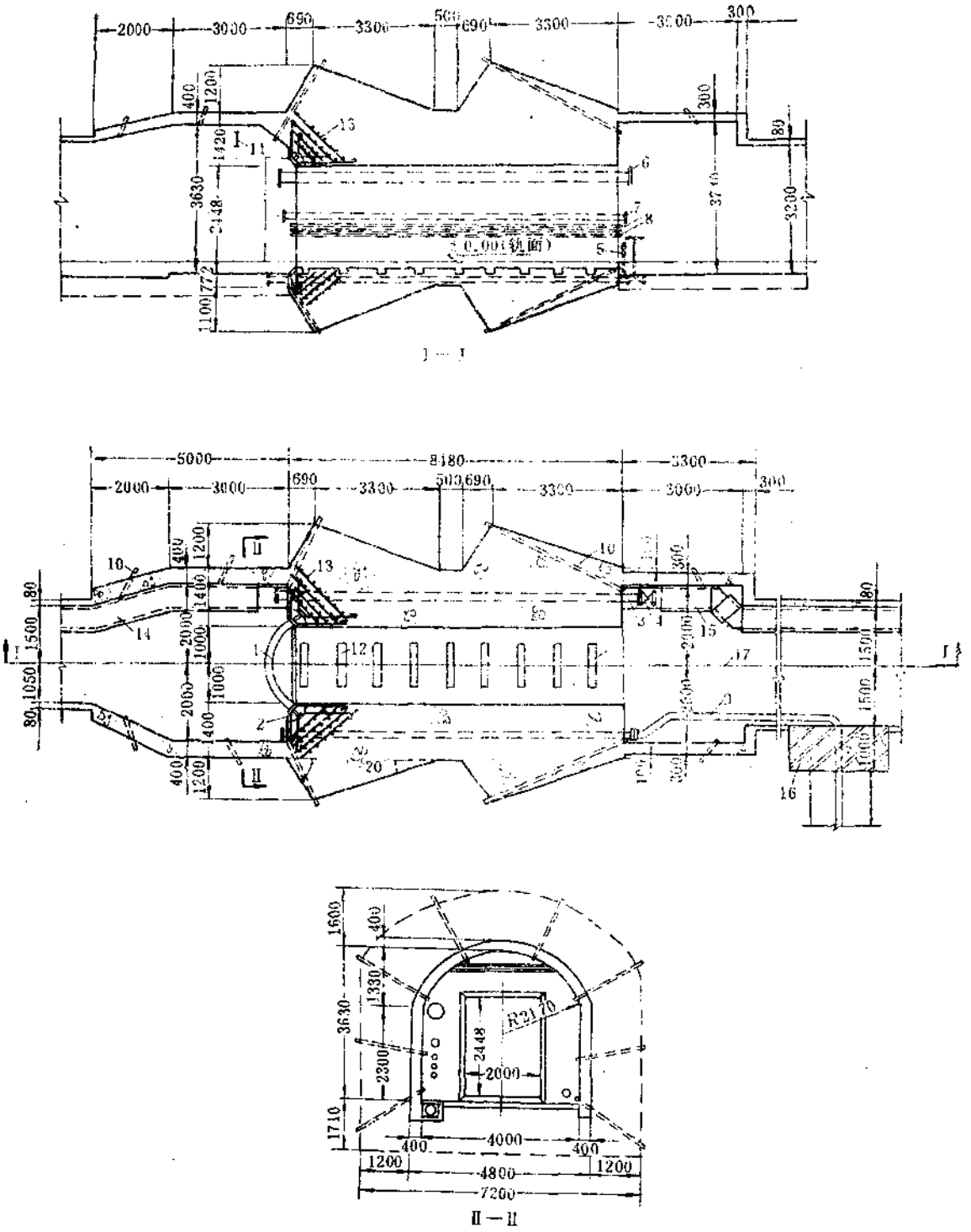


图 1-6-71 白银铜矿2.3MPa防水闸门硐室图（开凿工程量288m³）

1—防水闸门（2000×2500）；2—门框；3—排水管；4—高压阀门；5—水压表；6—压风管；7—供水管；8—电缆管（3根）；9—泄水管；10—注浆管；11—起吊吴；12—轨枕槽；13—钢筋网(φ12)；14—进水侧水沟；15—排水侧水沟；16—钢筋混凝土挡水墙；17—轨道中心线

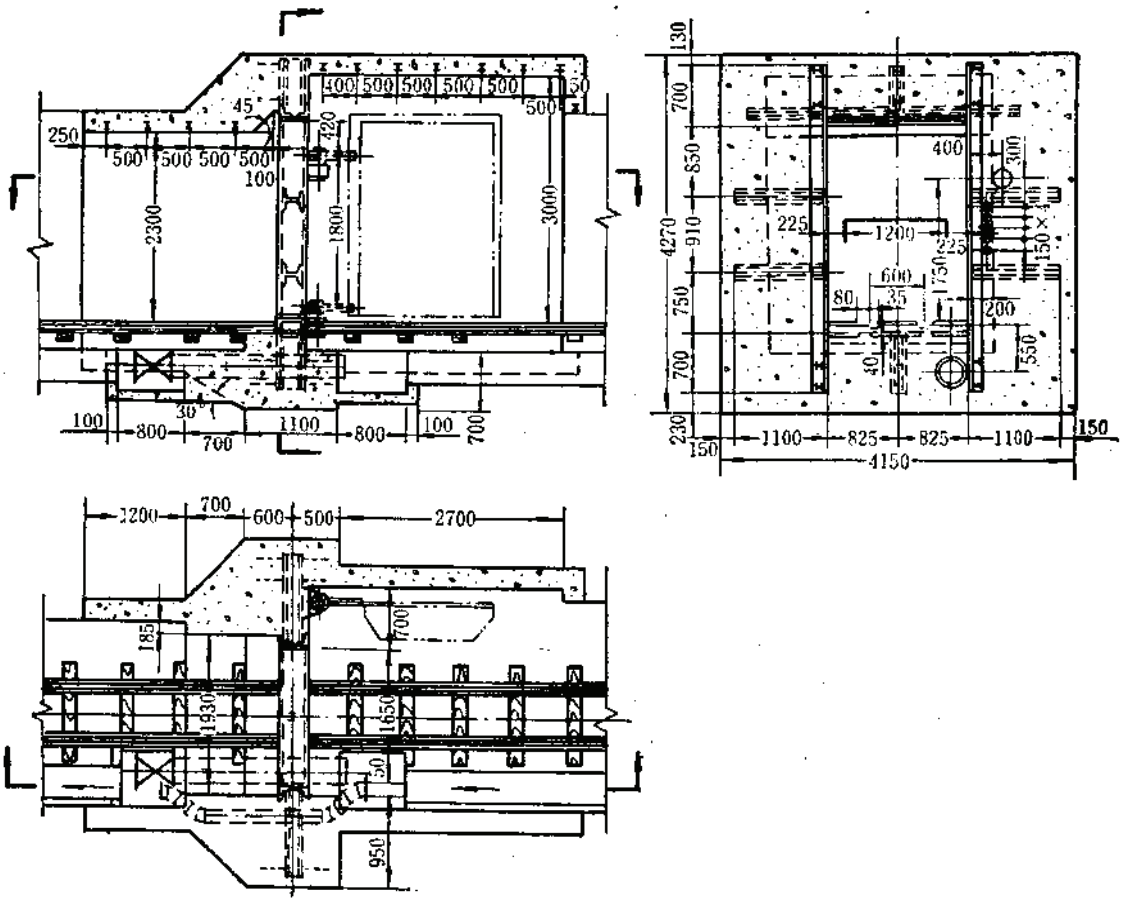


图 1-6-72　0.6MPa 防水闸门硐室

钢管最小埋设深度 K 值表　　表 1-6-55

公称直径 D (mm)	实际直径 (mm)		管壁厚度 δ (mm)	埋设深度 K (mm)
	外径 r_w	内径 r_l		
75	83	75	4	142
100	108	97	5.5	180
150	159	147	6	295
200	219	203	8	409
250	273	255	9	524
300	325	303	11	619
350	377	353	12	729
400	426	398	14	818

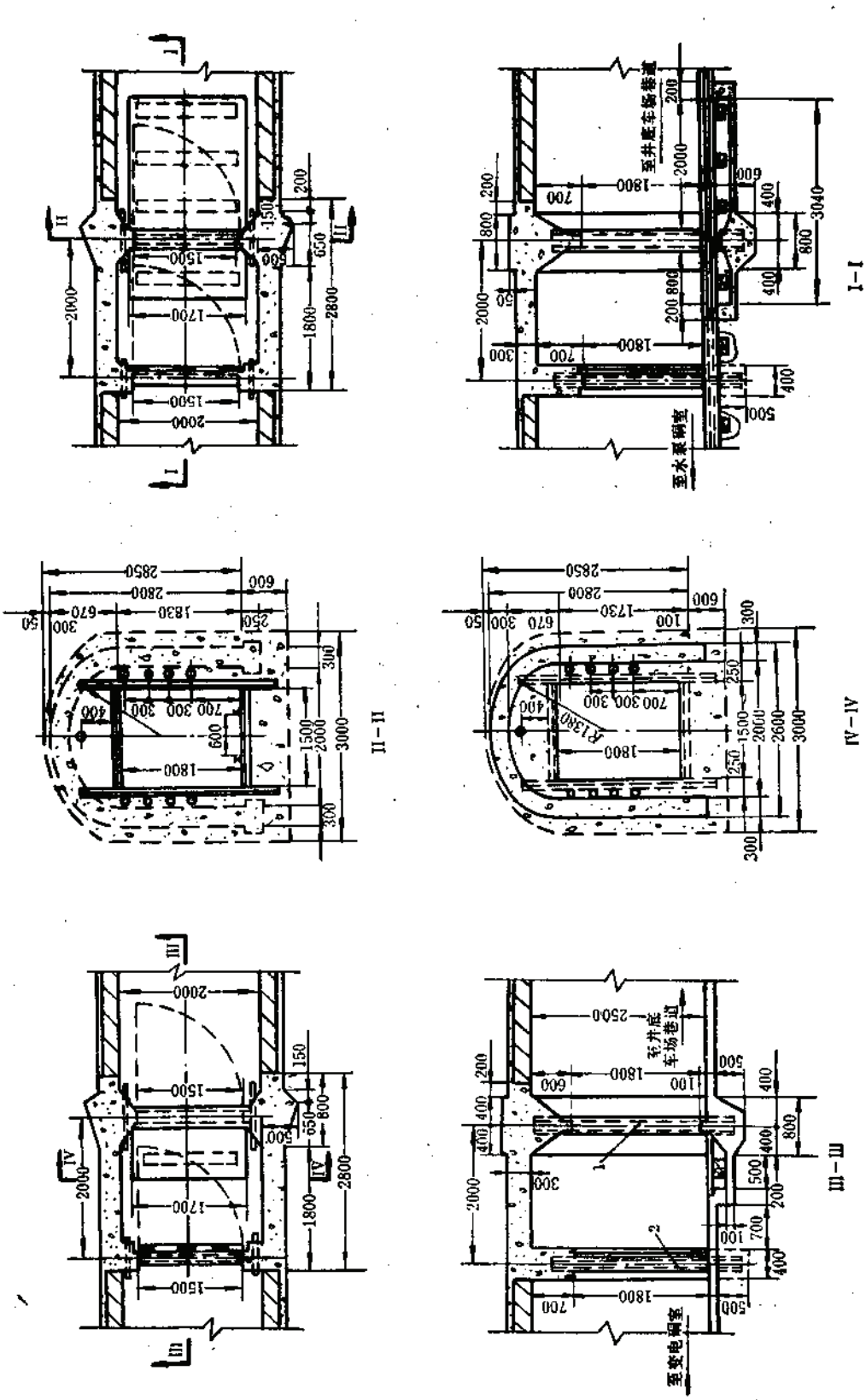


图 1-6-73 600 轨距密闭门硐室

1—密闭门；2—栅栏门

6.6 采区变电硐室

6.6.1 采区变电硐室设计的一般规定

（1）一个采区一般设置一个采区变电所。当采区范围大，供电较分散时，可设置几个或配备移动式变电站。

（2）采区变电所的位置应选择在围岩稳定，通风良好，在采区用电负荷中心的地段。

（3）变电所中的变电硐室，以及至硐室出口防火铁门起 5m 以内的巷道，应采用不燃性材料支护。

（4）硐室长度超过 6m 时，应设有两个出口，并且应安装向外开启的防火铁门。

6.6.2 采区变电硐室的布置

采区变电硐室的布置形式有“-”字形、“L”形和“Π”形三种，见图 1-6-74。硐室内电器设备布置见图1-6-75。

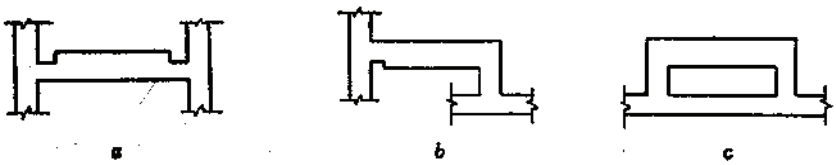


图 1-6-74　采区变电硐室布置图

a—一字形布置；b—L形布置；c—Π形布置

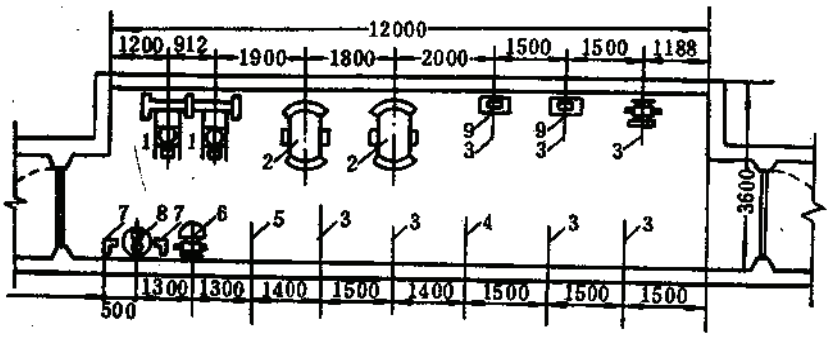


图 1-6-75　采区变电硐室电器设备布置

1—高压配电箱；2—动力变压器；3—自动空气断路器；4—自动空气断路器；5—手动启动器；6—手动启动器；7—手动插销开关；8—照明变压器；9—检漏继电器

移动式变电站的布置形式分为壁龛式和巷道加宽式两种，见图1-6-76。

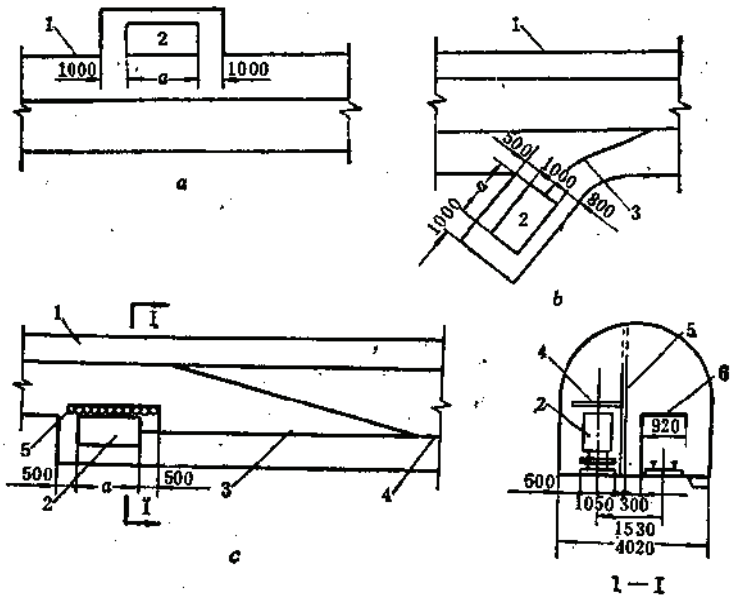


图 1-6-76 移动式变电站布置图

a—壁龛式；*b*—壁龛式；*c*—加宽式（错车线上）；
1—运输巷道；2—移动变电站；3—轨道；4—护板；5—隔栏；6—电机车

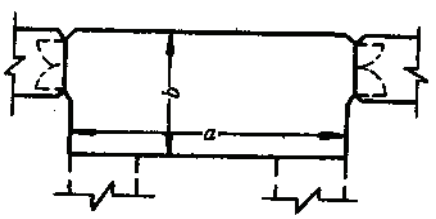
6.6.3 采区变电硐室尺寸的确定

采区变电硐室尺寸的确定，详见6.2.2中的表1-6-11。

硐室内设备布置，一般将高压和低压设备分别排列在硐室的两侧。硐室宽度一般为3.6m；硐室长度由设备规格、数量确定，一般为6～24m；硐室的高度一般为2.5～3.5m；硐室的人行通道宽度为2.3～2.5m。

采区变电硐室的尺寸确定与电器设备的配备见表1-6-56。

采区变电硐室尺寸确定及布置形式表 表 1-6-56

图示	变压器		硐室尺寸 (m)		可能的布置形式
	容量 (kW)	台数	宽度 *b*	长度 *a*	
	180	1	3.6	5～8	Г
	320	1	3.6	8～10	Г、П
	180	2	3.6	8～12	Г、П
	320	2	3.6	12～16	—、Г、П

注：图中虚线表示通道布置的可能方式

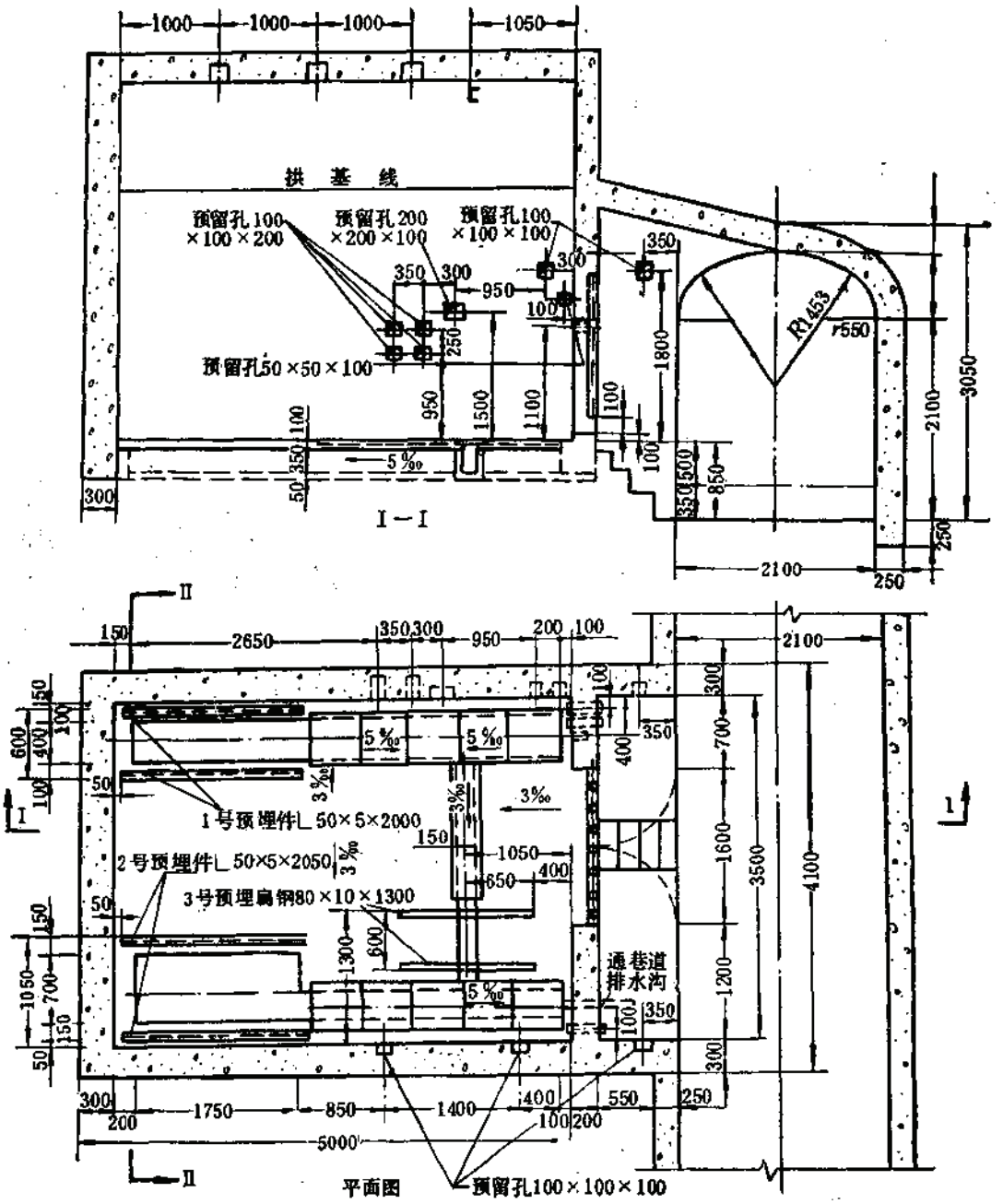


图 1-6-77　2×180kW采区变电硐室图（开凿工程量145m²）（一）

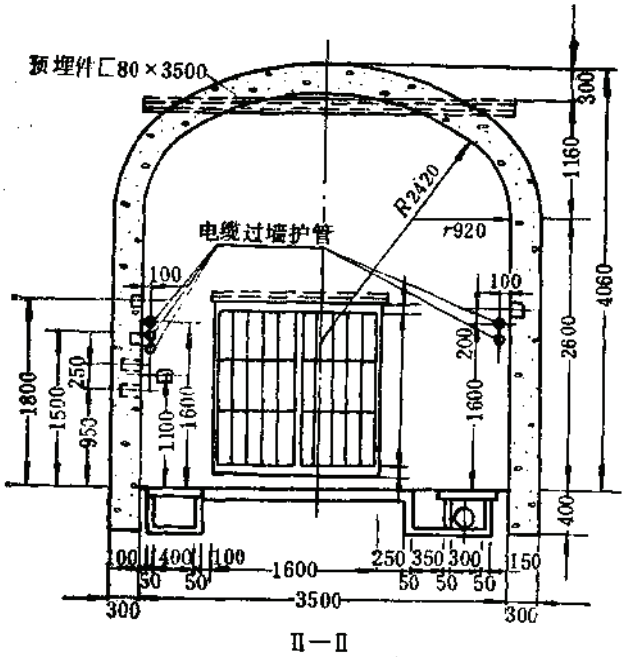


图 1-6-77 2×180kW采区变电硐室图(开凿工程量145m³)(二)

6.6.4 工 程 实 例

工程实例见图1-6-77和图1-6-78。

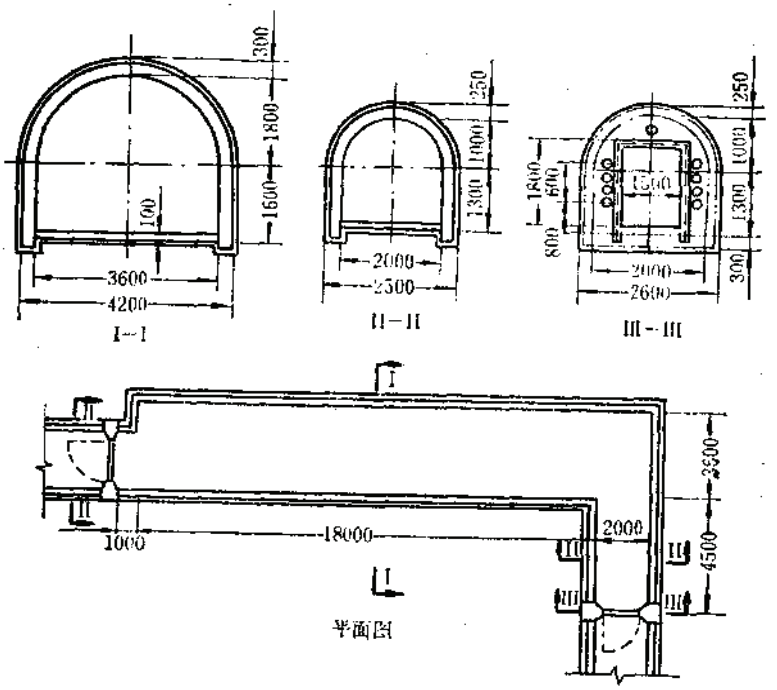


图 1-6-78 3×320kW采区变电硐室图

6.7 通风机硐室

6.7.1 通风机硐室设计的一般规定

（1）硐室的位置应选择在供风距离较短的稳定岩层中。

（2）硐室的通道（人行通道）断面应满足最大设备或最大件的运输要求。

（3）当采用抽出式通风方式时，应设置引入新风流的入风巷道或专用入风筒。

（4）按井下通风温度要求，当入风巷道预热不足或在寒冷地区应采取预热空气措施。

（5）硐室内应设置起吊环、起重梁等起吊设施。

（6）硐室应采用整体砌筑。若采用砌块砌筑时，内壁应粉刷20mm厚水泥砂浆面层。对于涌水量大或距地表较近而且有潮、渗、透水现象时，应设置防潮层。

6.7.2 通风机硐室尺寸的确定

通风机硐室包括通风机室、变电室、空气加热室、入风道和出风道等。

通风机硐室的平面尺寸主要按通风设备的规格、数量及布置方式确定，硐室的高度应满足检修起吊的要求。

入风巷道及出（送）风巷道根据总风量、风速确定其尺寸。若入风巷道兼作大件道时，入风巷道的尺寸应满足设备最大件的运输要求。

机电硐室与通风机硐室相互贯通时，应安装密闭门。

图1-6-79为通风机硐室实例。

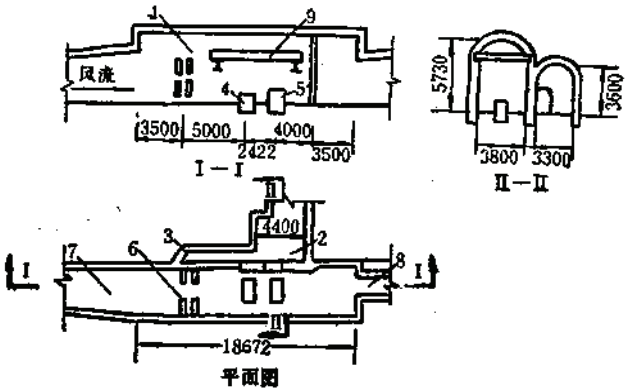


图 1-6-79　通风机硐室

1—通风机硐室；2—电机（气）设备室；3—检修道；4—通风机基础；5—电动机基础；6—加热片；7—入风道；8—出风道；9—起重梁

6.8 井下消防材料列车库

有水灾、火灾危险的矿山，必须在坑内设置消防材料列车库。贮备足够量的消防器材、

建筑材料和一列消防材料运输矿车，以备及时运往事故地点进行救护。

6.8.1 消防材料列车库设计的一般规定

（1）消防材料列车库应设置在每个阶段的井底车场运输巷道附近或加宽的单轨运输巷道内。对于采用平硐开拓的矿山，要视具体情况或设在坑内或设在地面，一般都设在坑口附近工业场地。

（2）消防材料列车库硐室，应设有两个出口，一条为进出车线，另一条为人行通风巷道，出入口处均应安装栅栏门。

（3）消防材料列车库硐室内设有停车线和运输线。停车线一侧应设有材料、消防器材堆放平台。硐室底板应有3‰的坡度，坡向进车线巷道或运输线巷道。硐室内必须设置排水沟，保持室内干燥清洁。

（4）消防材料列车库除满足上述要求外，还应选择在围岩稳定的岩层内。采用不燃性材料支护，为防止消防器材受潮，硐室内不应有滴、渗水现象。

6.8.2 消防材料列车库设计

6.8.2.1 消防材料列车库布置型式

消防材料列车库按其布置方式可分为巷道加宽式和硐室式两种，其平面布置见图1-6-80。

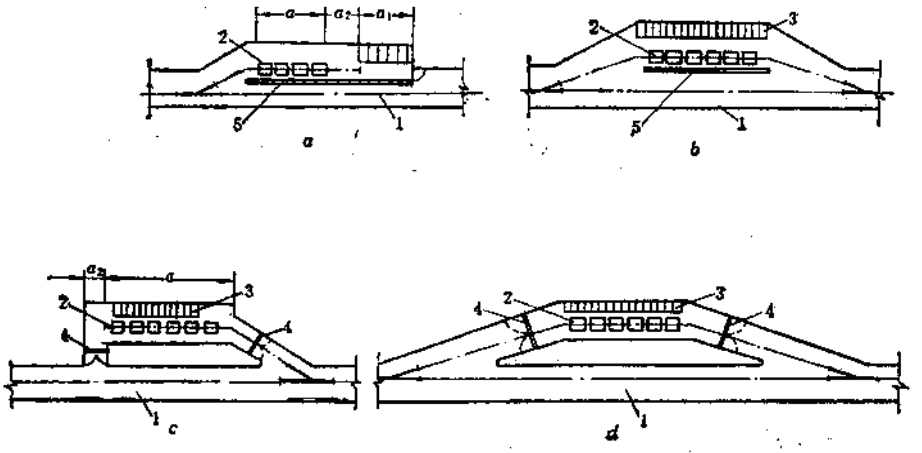


图 1-6-80 消防材料列车库布置型式

a、b—加宽式，c、d—硐室式

1—运输巷道，2—消防列车，3—材料堆场，4—铁栅栏门，5—隔墙

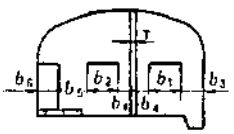
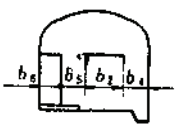
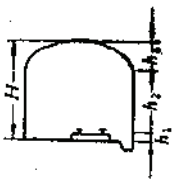
6.8.2.2 消防材料列车库尺寸的确定

列车库的尺寸根据消防材料的数量、机车或矿车的型号及数量确定。

为减少工程量，缩小硐室的宽度，一般采用消防列车与材料分别堆存的方式。如围岩稳定硐室宽度可以加大时，也可采用消防列车与消防材料并列堆存方式。采用并列堆存方式

时，矿车（或机车）与消防材料堆场之间站台宽度应满足材料搬运要求，一般取1～1.5m为宜。

消防材料列车库尺寸计算表　　表 1-6-57

计算项目		加宽式硐室宽度 B (m)	硐室式硐室宽度 B (m)	硐室高度 H (m)	硐室长度 L (m)
计算简图					见图 1-6-80
计算公式	材料与列车错开布置	$B=b_1+b_2+b_3+2b_4+b_6+T$	$B=b_2+b_4+b_5$	$H=h_1+h_2+h_3$	$L=a+a_1+a_2$
	材料与列车并列布置	$B=b_1+b_2+b_3+2b_4+b_6+b_8+T$	$B=b_2+b_4+b_5+b_8$	$h_1+h_2\geqslant 1.8m$	$L=a+a_2$
符号注解及其取值		b_1、b_2—电机车或矿车宽度，m b_3—人行道的宽度，一般取0.8m b_4—电机车与间壁之间的距离，一般取 0.3m b_5—站台宽度，一般取不得小于1.0m b_6—材料堆存放宽度，m（按材料堆存放体积推算） T—间壁厚度，取 0.25～0.3m	b_4—机车与硐室墙壁之间的距离，取 0.3～0.35m b_5—站台宽度，不得小于1.0m b_8—材料堆存放宽度，m b_2—电机车或矿车宽度，m	h_1—轨面至硐室底板的距离，一般 0.3～0.4m h_2—轨面至拱脚的墙高，m h_3—拱高，由拱形特征确定其尺寸，m	a—列车长度，m a_1—材料堆存放长度，m a_2—人行道宽度，取0.8m

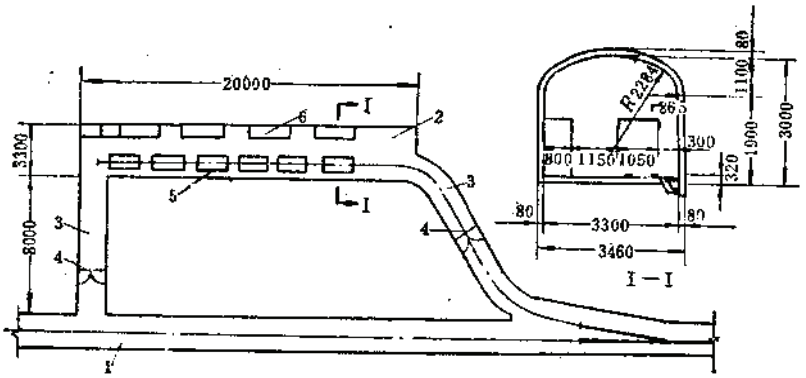


图 1-6-81　硐室式消防材料列车库

1—运输巷道；2—消防材料列车库硐室；3—联络道；4—栅栏门；5—消防列车；6—消防器材

硐室高度在人行道处不小于2.0m。硐室内人行道的宽度不小于0.8m。当硐室有两个出入口时，在机车通道内可不设人行道。

电机车通道尺寸确定按一般运输巷道原则进行设计。

消防材料列车库尺寸的确定见表1-6-57。

图1-6-81及图1-6-82为列车库工程实例。

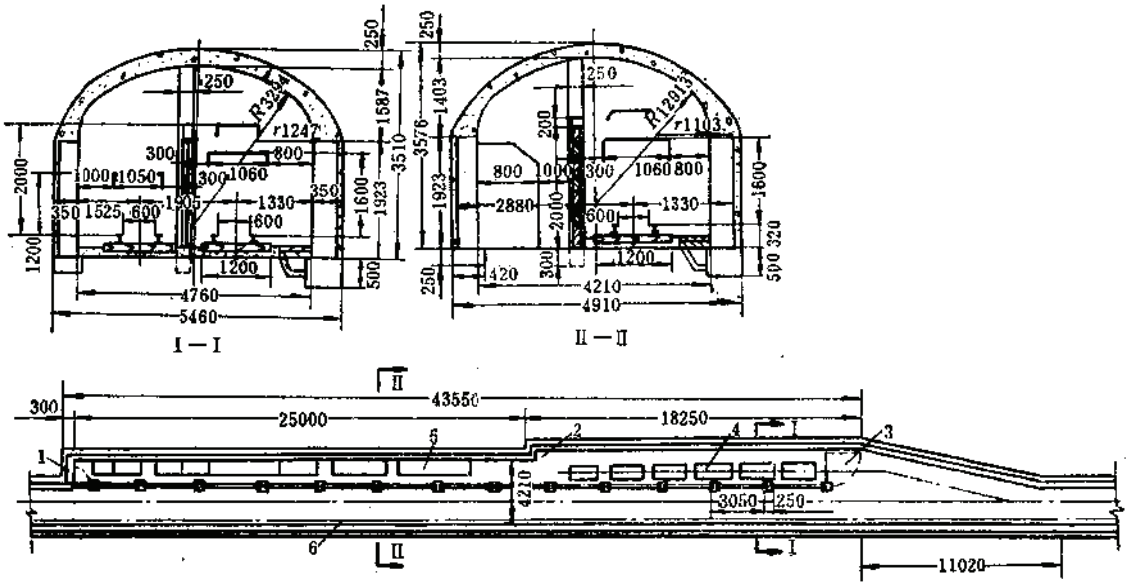


图 1-6-82 加宽式消防材料列车库

1—栅栏门（1000×1800mm），2—消防材料列车库硐室；3—栅栏门（1500×1800mm）4—消防列车；5—消防器材堆；6—水沟中心线

6.9 其它硐室

6.9.1 井下工具备品保管硐室

井下采掘作业中，工具备品备件消耗量大，更换频繁，应设置工具备品保管硐室。其设计要点为：

（1）硐室应选择在井底车场等候室附近，或位于工具备品消耗量大的采区运输巷道附近，在设计中经常利用废旧巷道。

（2）硐室内应配备工具保管架或工具柜。工具架（柜）之间的安全通道，一般不小于1.3m。

（3）硐室的断面形状一般采用三心拱和圆弧拱。硐室采用不燃性材料支护，底板采用水泥砂浆抹面。当硐室围岩稳定，无滴水、渗水时，可以不支护，底板也可自然整平。

（4）硐室尺寸应根据工具备品种类、规格、和数量确定，同时与采矿方法、每班工人数量有关。硐室的尺寸一般取宽度2～3m，高度为2.3～2.5m，长度为3～7m。

图1-6-83和图1-6-84为工具备品硐室工程实例。

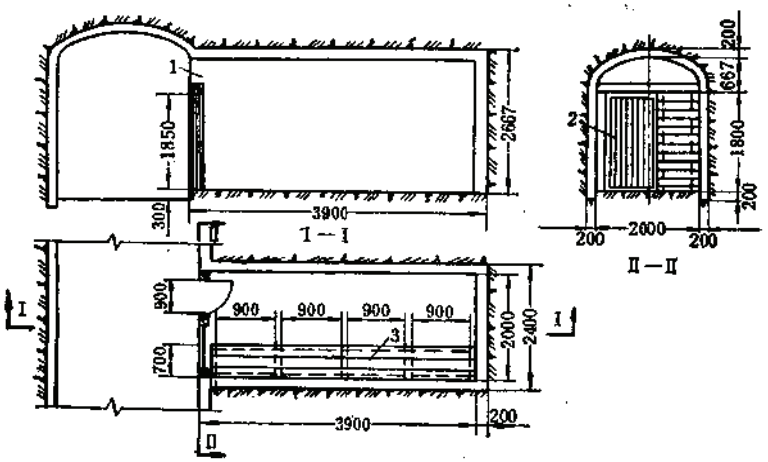


图 1-6-83　单侧布置的工具备品保管硐室（开凿量24.4m³）

1—通风口；2—木门（900×1800mm）；3—工具架（长×宽×高＝900×700×700mm）

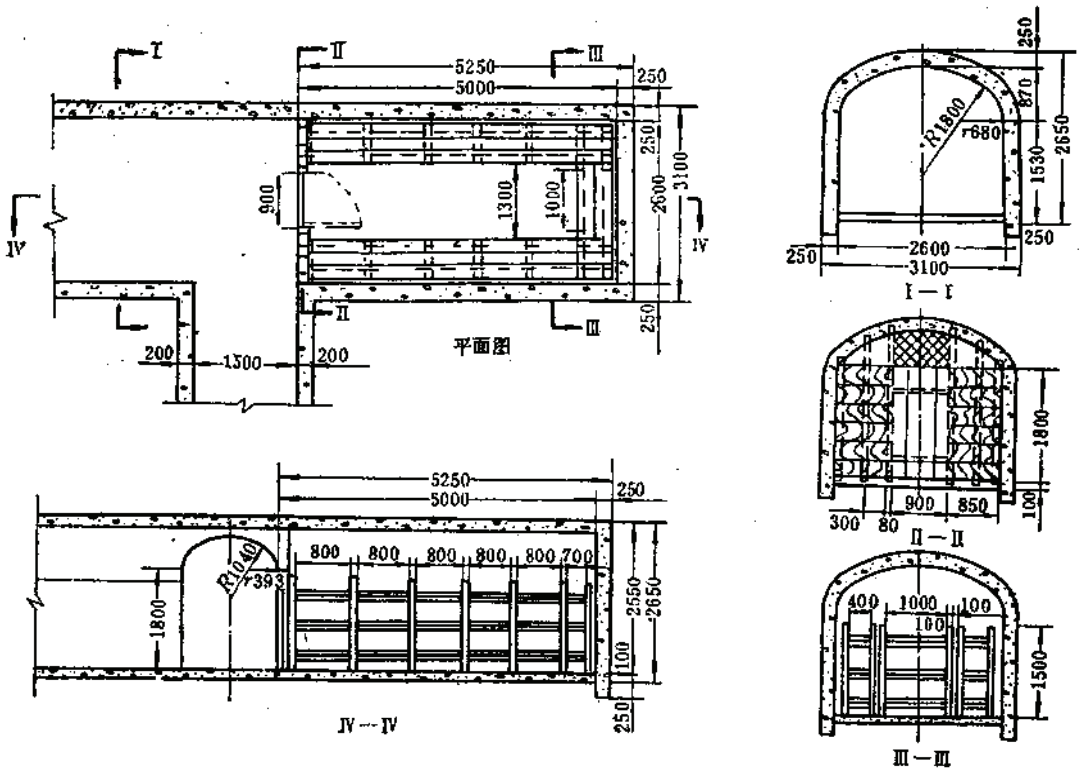


图 1-6-84　双侧布置的工具备品保管硐室图（开凿工程量40m³）

6.9.2 井下调度室

6.9.2.1 调度室设计的一般规定

（1）采用电机车运输的大、中型矿山或井下同时工作的电机车数量超过5台的矿山，应设置井下调度室。

（2）井下调度室的位置应选择在井底车场重车线侧；电机车来往频繁的咽喉线路附近。

（3）调度室一般采用扩散通风，其硐室长度不宜大于6m。当设有回风系统时，硐室的长度不限。

（4）调度室装备有调度总机、光电显示或光点显示运输信号系统，有条件的矿山可设有电视显像系统。硐室支护要求严格，必须有防潮防火措施。底板应高出运输巷道轨面0.3m，用水泥砂浆抹面，其厚度不得小于30～50mm，有条件时应铺设木地板。

6.9.2.2 调度室布置形式

调度室布置形式较多，常用的有隔开式、不隔开式和联合式三种，见图1-6-85。

不隔开式布置多用于中、小型矿山或不采用信集闭系统的矿山。隔开式和联合式布置的调度室，多用于大型矿山或采用信集闭系统的矿山。

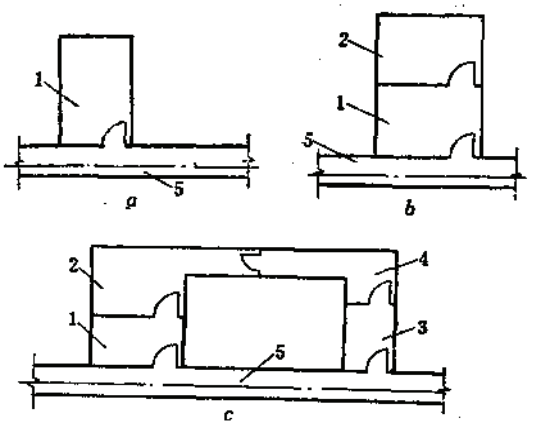


图 1-6-85 调度室布置形式图

a—不隔开式调度室；b—隔开式调度室；c—联合式调度室；
1—调度室；2—信号设备室；3—候诊室；
4—医疗室；5—运输大巷

6.9.2.3 调度室尺寸的确定

调度室尺寸主要取决于设备规格、数量、布置形式和设备的安装要求。

不隔开式调度室长4m，宽3m，高2.5m。隔开式调度室长6m，宽3～4m，高3m。

调度室一般与坑内医务室设在一起。

调度室采用三心拱或圆弧拱时，硐室墙高应考虑栅栏门的高度，墙高一般为1.5～1.6m为宜。

6.9.2.4 工程实例

工程实例见图1-6-86和图1-6-87。

6.9.3 井下医务室

6.9.3.1 医务室设计的一般规定

（1）地下开采的矿山应设置井下医务室。在医务室内应配备急救药品、急救医疗器材和设备。

（2）医务室应设在交通方便、人流集中的副井井底车场附近，有条件尽量与调度室毗邻。对大型多阶段作业的矿山，还应在职工较多中段设置阶段医务室。医务室应有两个出口，分别与车场或运输巷道相通。

（3）医务室要求通风良好。如采用与调度室、井下等候室联合布置时，应设有独立

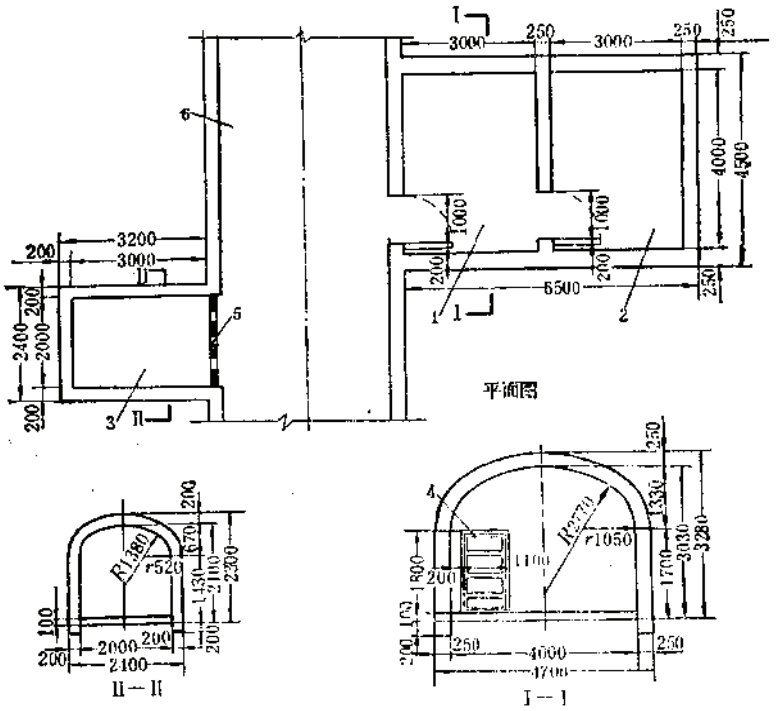


图 1-6-86　隔开式调度室（调度室开凿量为85m³，其它开凿量为12m³）

1—调度室；2—信号设备室；3—充电室；4—木门（1000×1800mm）；5—栅栏门；6—运输巷道

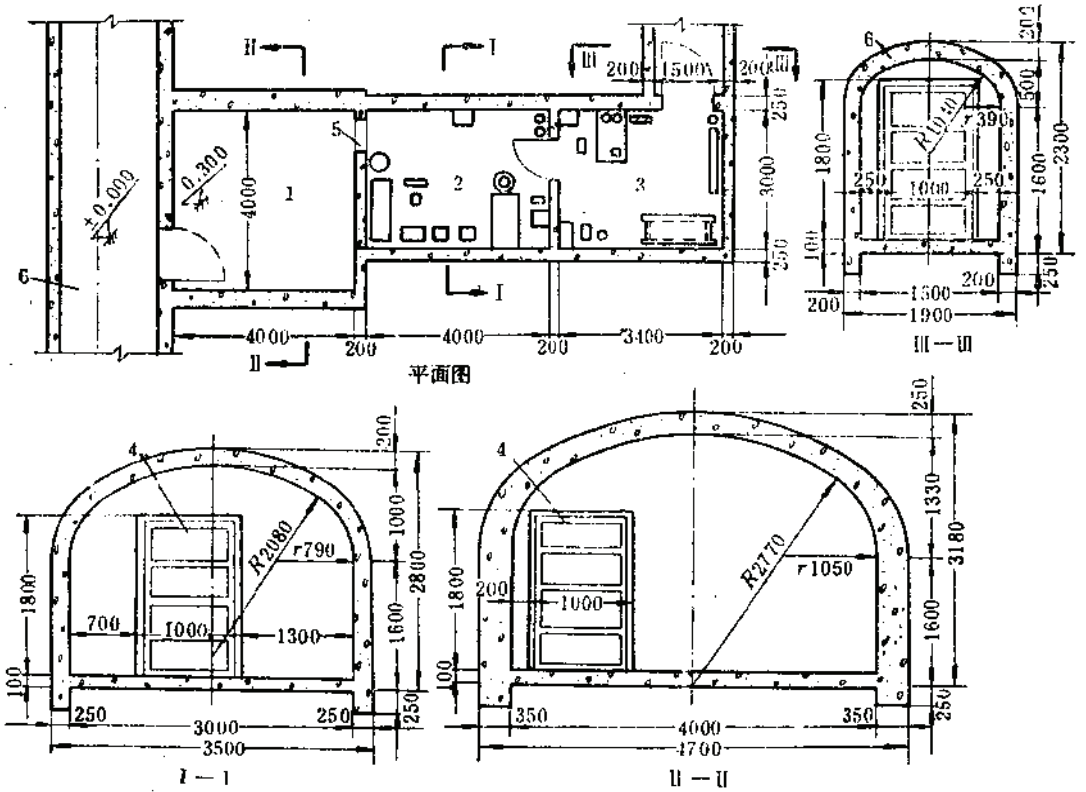


图 1-6-87　调度室及医务室图（调度开凿量为58m³，其它为72m³）

1—调度室；2—医疗室；3—候诊室；4—木门（1000×1800mm）；5—通风洞；6—运输巷道

的通风系统。

（4）医务室内的医疗室与库房应隔开。室内底板应高出相邻运输巷道或通道底板0.3m，用水泥砂浆或混凝土抹光地面，其厚度不小于25～50mm。医务室要做成3‰的坡度并设排水沟，通至运输巷道。

（5）医务室的尺寸应根据医疗器械的装备情况而定，一般总面积不少于30m²。

6.9.3.2 医务室的布置形式

医务室布置形式见图1-6-88。

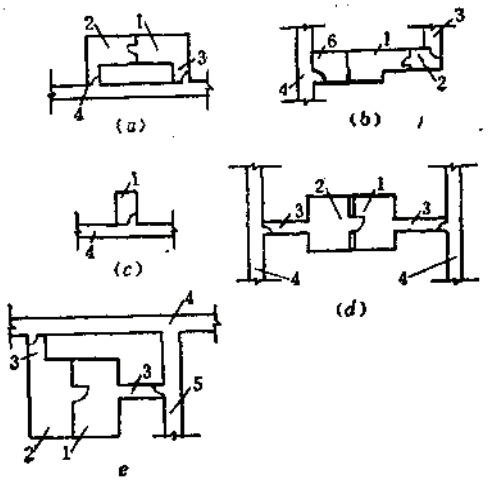


图 1-6-88 医务室布置形式

1—医疗室；2—候诊室；3—人行通道；4—井底车场巷道；5—联络道；6—调度室

图1-6-87为医务室工程实例之一。

6.9.4 井下等候室

6.9.4.1 井下等候室设计的一般规定

（1）采用机械提升设备运送人员的矿山，在每个采掘阶段和运输水平的副井马头门处或井底车场附近均应设置井下等候室。

（2）等候室应有两个供人员出入的通道，通道与井筒中心线的距离不少于7.5～10m；通道向等候室方向做成1～3‰的上坡。

（3）等候室与竖井井筒之间应留有8m以上的保安岩柱。

（4）等候室地面一般采用不小于25mm厚的水泥砂浆抹面或混凝土一次抹光地面。

（5）等候室既是井下人员等乘的地点，也是工人休息的场所，因此室内要求干燥、整洁，无滴、漏、渗水现象。硐室一般采用三心拱或圆弧拱断面；根据围岩稳定情况，可采用整体混凝土浇灌或喷射混凝土支护。

6.9.4.2 等候室平面布置

等候室平面布置形式分单排凳布置和多排凳布置两种形式，见图1-6-89所示。

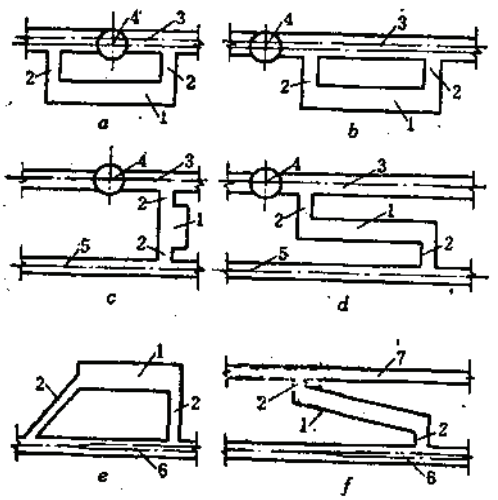


图 1-6-89　等候室平面布置

1—等候室；2—通道；3—竖井井底车场；4—副井；5—井底车场环形绕道；6—斜井井筒；7—斜井车场巷道

对于大、中型矿山，井下最大班工人数多时，一般采用多排凳布置方式。

对于中、小型矿山，井下最大班工人数较少时，可采用单排凳或两排凳布置方式。

采用多排凳布置时，考虑硐室跨度不宜过大，一般以布置两排和四排座位为宜。

6.9.4.3　等候室尺寸的确定

等候硐室的规格见表1-6-58。

等候室的通道主要供乘罐人员进出用，一般情况下两个通道那个进人，那条出入是固定的。通道的规格尺寸一般为宽×高＝1.5×2.2m，即表1-6-59计算简图中B_1＝1.5m。

等候室尺寸的确定主要根据井下的工人数量和等候室内凳子的排列方式而定，其尺寸计算方法见表1-6-59。

等候室规格参考表　　表 1-6-58

硐室布置类型	容纳人数（人）	硐室尺寸（m）		
		长度	宽度	高度
二排长凳	50	15	2.0	2.3
一条人行通道	100	26	2.0	2.3
四排长凳	150	20	3.8	2.7
二条人行通道	200	26	3.8	2.7

6.9.4.4　工程实例

80人的井下等候室见图1-6-90。

6.9.5　坑内卫生间

为改善井下工作条件，在工人集中的阶段设置坑内卫生间，以便加强粪便管理，减少坑内环境污染。坑内卫生间一般设在回风巷道的人行道侧或利用废旧回风巷道改建。

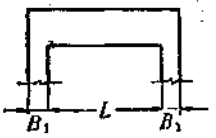
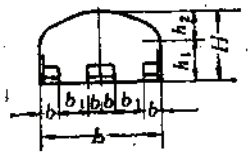
多数矿山利用矿车贮存粪便，具体作法是：铺一段短轨，将粪便矿车放进去。清理时将粪便矿车拉出来，把粪便装入废石矿车内排至废石场。

有的矿山采用流动卫生间，粪便运到地表进行清理。卫生车单独制作或到制作厂家订货。

以固定卫生间为例，其尺寸按矿车规格确定。卫生间平台长度应大于矿车长度，宽度应比矿车宽度宽0.8～1.0m，平台高度一般取矿车高度加上0.2m（矿车顶面与横梁顶面之间的距离为0.2m）。平台至巷道顶板有效距离不得小于1.8m。卫生间硐室的总长度一般为

3～4m。工程实例见图1-6-91。

井下等候室尺寸计算表 表 1-6-59

计算简图			
计算项目	等候室长度 L (m)	等候室宽度 B (m)	等候室高度 H (m)
计算公式	$L=\frac{lQ}{n}$	$B=nb+mb_1$	$H=h_1+h_2$
符号注释及取值	Q—等候室容纳人数，由采矿工艺确定； l—每人所需要的座位长度，一般取0.5米/人； n—室内设凳子的排数，一般取2排或4排（在车场两侧候车时，每侧按1排设置）	b—每排凳子的宽度，一般取0.45m； b_1—每条人行通道的宽度，一般取不小于1.0m； m—人行通道的条数，一般取1～2； 其它符号同左	h_1—硐室墙高，一般取1.4～1.6m； h_2—拱的高度，由拱形特征确定（一般采用$\frac{1}{3}B$三心拱或圆弧拱）

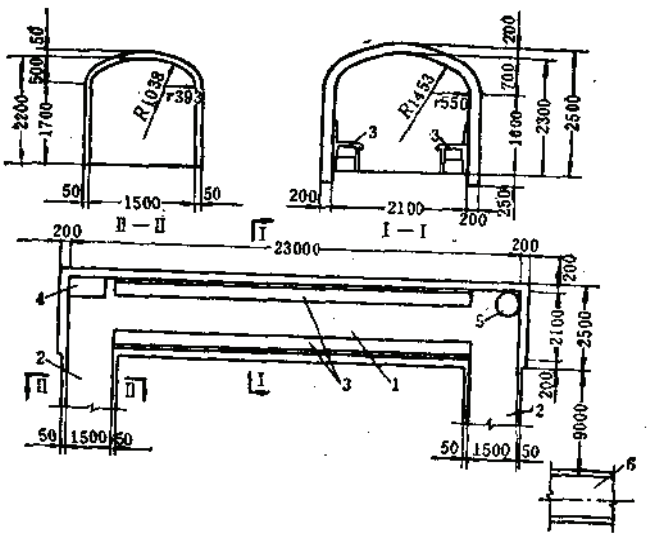


图 1-6-90 80坐位下井下等候室（开凿量193m³）

1—等候室；2—进出口通道；3—长凳；4—报刊架（或报刊台子）；5—饮水桶；6—运输巷道

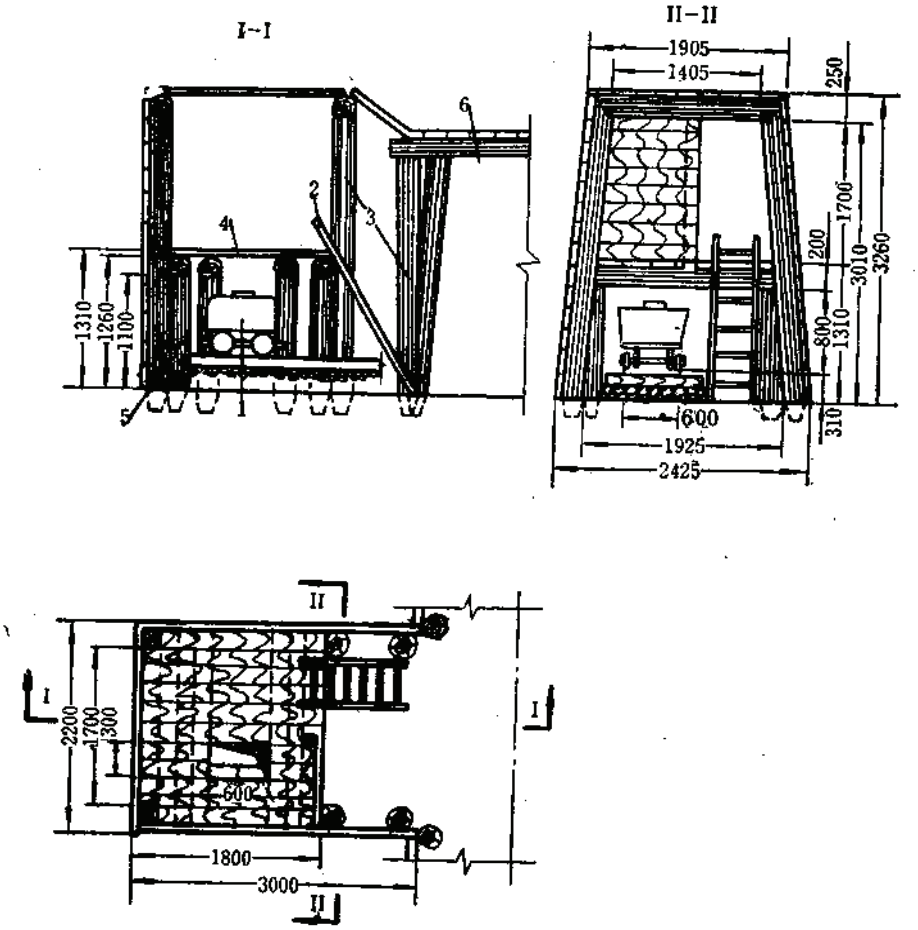


图 1-6-91　坑内卫生间（开凿量为21m³）

1—矿车；2—梯子；3—扶手；4—平台板；5—平台立柱；6—回风巷道

第七章　地下动力设备基础

责任编写单位　鞍山黑色冶金矿山设计研究院
参加编写单位　鞍山黑色冶金矿山设计研究院
编　写　人　刘永泰

7.1　地下动力设备基础设计原则

7.1.1　设计所需资料

动力设备基础设计，应取得下列有关资料：

（1）动力设备的型号、规格、转数、重量、重心位置及设备的轮廓尺寸图；

（2）动力设备的功率及传动方式；

（3）设备基础平面轮廓尺寸图（包括设备位置、锚固设备的零件，辅助设备及管道）。在图上应注明基础上的孔洞、沟槽、地脚螺栓、预埋件的尺寸和位置及二次浇灌层的厚度；

（4）所设计的基础与所在硐室的关系图，特别是与其他设备基础的关系；

（5）当基础需要进行振动计算时，应取得设备的动荷载值、作用位置和设备质量惯性矩等资料；

（6）建造设备基础场地的工程地质及水文地质资料。

7.1.2　动力设备基础的设计原则

（1）动力设备基础设计应根据动力设备的特性和生产工艺的要求，合理地选择有关的动力参数和基础形式，做到技术先进，经济合理，确保正常生产；

（2）基础上部尺寸和形式必须与设备制造厂的图纸相符，基础下部结构应依据设计计算确定；

（3）设计动力设备基础，当有条件时，宜考虑设备与基础的共同作用；

（4）动力设备基础与其他的构筑物或设备基础必须分开，并留有一定空隙；

（5）在一般情况下，设备基础应与其他结构物分开，当受到工艺及硐室布置条件限制无法分开时，操作平台的底梁或柱允许简支搁置在动力设备基础之上；

（6）机组（包括设备、设备基础和基础上的回填物）的总重心与基础底面形心，力求位于同一垂直线上。如偏心不可避免时，地基容许承载力大于147kN/m²时，则偏心值不得超过与总质心发生偏心方向平行的基底尺寸的5%；

（7）设备的垂直扰力应力求作用在通过基组的重心线上，设备的水平扰力也应力求作用在通过基组重心的平面内。以避免产生回转或扭转力矩；

（8）设计基础时，一般要尽可能使机组的自振频率和机器正常工作的扰力频率相差

25%左右，以避免机组在共振区内工作；

（9）对低频率设备的基础，在设计时必须使自振频率高于设备的扰力频率，使机组处在共振前工作；

（10）当动力设备基础设置在整体性较好的基岩上时，可采用锚桩或锚杆基础；

（11）在计算基础传至地基的静压力时，应包括设备及辅助设备重量、基础及基础上面的回填物重、支承在基础上的平台、管架及其他结构构件的重量；

（12）对大块式设备基础，一般不验算混凝土的强度，其抗裂性由构造钢筋来保证。对框架式、墙式基础的强度和抗裂性应按有关结构设计规范的规定进行验算。

7.1.3　地基承载力的验算

中心受压时，

$$P=\frac{W}{F}<\alpha_R R \tag{1-7-1}$$

偏心受压时，

$$P_{max}=\frac{W}{F}+\frac{M_x X^x_{max}}{I_x}+\frac{M_y X^y_{max}}{I_y}\leqslant 1.2\alpha_R R \tag{1-7-2}$$

式中　P、P_{max}——地基平均压应力和最大压应力，kN/m²；

W——设备、基础和基础上回填物的总重，kN；

F——基础的底面积，m²；

M_x、M_y——作用于基础底面的X向、Y向力矩，kN·m；

X^x_{max}、X^y_{max}——通过基础底面形心的轴至X向、Y向的基础边缘的距离（力矩方向）m；

I_x、I_y——基础X向、Y向底面的惯性矩（力矩方向），m⁴；

R——经修正后的地基容许承载力，kN/m²；

α_R——地基承载力的动力折减系数，按表1-7-1选用。

地基承载力的动力折减系数　　表 1-7-1

动力设备类别	折减系数
有曲柄连杆机构的机器	1
旋转机器	0.8
破碎机：钝锥形式	0.8
其他形式	1

7.1.4　地基的主要动力参数

地基主要动力参数有地基刚度和阻尼比。地基刚度系指地基单位弹性位移所需的力。阻尼比为体系的实际阻力系数与临界阻力系数之比。

7.1.4.1　天然地基刚度

1．影响地基刚度的主要因素

地基刚度随地基容许承载力的提高而提高，即与地基的弹性模量成正比。

经试验表明，基础底面积在20m²以下时，地基刚度系数C_Z值将随底面积减小而增加，基础底面积大于20m²时，地基刚度系数可以认为与基础底面积无关。

2．天然地基刚度系数

天然地基刚度系数C_Z值，应力求现场试验测定。如无实际资料时，一般可按表1-7-2选用。

天然地基刚度系数C_z值　　表 1-7-2

地基容许承载力〔R〕(kPa)	1000	800	700	600	500	400	300
天然地基刚度C_z (kN/m³)	176000	135000	117000	102000	88000	75000	61000

注：1．表中〔R〕值不按基础的宽度和深度修正。

2．表中所列 C_z 值适用于基础底面积大于或等于 20m² 的基础，当底面积小于 20m²时，则表中的 C_z 值应乘以$\sqrt[3]{\frac{20}{F}}$。

抗剪刚度系数　$c_x=0.7c_z$　(1-7-3)

抗弯刚度系数　$c_\varphi=2.15c_Z$　(1-7-4)

抗扭刚度系数　$c_\psi=1.05c_Z$　(1-7-5)

3．天然地基刚度

（1）明置基础的抗压、抗剪、抗弯及抗扭刚度分别按下式计算：

抗压刚度　$k_Z=c_ZF$　(1-7-6)

抗剪刚度　$k_X=c_xF$　(1-7-7)

抗弯刚度　$k_\varphi=c_\varphi I$　(1-7-8)

抗扭刚度　$k_\psi=c_\psi J$　(1-7-9)

式中　I、J——基础底面积通过其形心的抗弯惯性矩及抗扭惯性矩，m⁴。

如图1-7-1所示的大块式基础，其I、J值按下式计算：

$$\left.\begin{aligned} I_x&=\frac{1}{12}bd^3\\ I_y&=\frac{1}{12}db^3\\ J&=I_x+I_y \end{aligned}\right\}\quad(1\text{-}7\text{-}10)$$

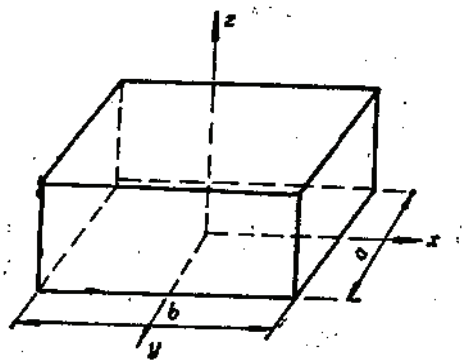


图 1-7-1　大块式基础几何图形

（2）岩石地基埋置基础的抗压、抗剪、抗弯及抗扭刚度，分别按下式计算：

抗压刚度　$k'_Z=k_Z+k_{Z\alpha}(\alpha_{Z-1})$　(1-7-11)

抗剪刚度　$k'_X=k_X+k_{X\alpha}(\alpha_{X\varphi-1})$　(1-7-12)

抗弯刚度　$k'_\varphi=k_\varphi+k_{\varphi\alpha}(\alpha_{X\varphi-1})$　(1-7-13)

抗扭刚度　$k'_\psi=k_\psi+k_{\psi\alpha}(\alpha_{X\varphi-1})$　(1-7-14)

$$\alpha_Z = (1 + 0.4\delta_b)^2 \tag{1-7-15}$$

$$\alpha_{X\varphi} = (1 + 1.2\delta_b)^2 \tag{1-7-16}$$

式中　k_{Z35}、k_{X35}、$k_{\varphi35}$、$k_{\psi35}$——为$[R]=340kN/m^2$的地基刚度；

α_Z——基础埋深作用对地基刚度的提高系数；

$\alpha_{X\varphi}$——基础埋深作用对地基抗剪、抗弯、抗扭刚度提高系数；

δ_b——埋深比，$\delta_b=\frac{h_t}{\sqrt{F}}$，当$\delta_b>0.6$时，则取0.6；

h_t——基底至地面间的距离，m。

7.1.4.2　天然地基阻尼比

（1）明置基础的天然地基阻尼比，一般按表1-7-3选用。

天然地基阻尼比　　表 1-7-3

D_z	$D_{x\varphi1}$	$D_{x\varphi2}$	D_ψ
0.15	0.08	0.12	0.12

注：表中 D_z 为垂直向阻尼比；$D_{x\varphi1}$、$D_{x\varphi2}$ 为水平回转向第一和第二振型阻尼比；D_ψ为扭转向阻尼比。

（2）埋置基础天然地基阻尼比可按表1-7-3中数值分别乘以提高系数β_Z和$\beta_{X\varphi}$：

$$\beta_z = 1 + \delta_b \tag{1-7-17}$$

$$\beta_{x\varphi} = \beta_\psi = 1 + 2\delta_b \tag{1-7-18}$$

7.1.5　基础的构造

7.1.5.1　基础材料的选择

动力设备基础一般采用混凝土或钢筋混凝土建造。大块式基础采用的混凝土强度等级不得低于C10；墙式和框架式基础其混凝土强度等级不得低于C15；防油要求的基础的混凝土强度等级不得低于C20，二次浇灌层的混凝土一般比基础的混凝土强度等级要提高一级，二次浇灌层的厚度小于50mm时，采用1:2水泥砂浆，厚度大于50mm时，则采用混凝土或细石混凝土。

设备基础的配筋一般采用Ⅰ级钢筋或Ⅱ级钢筋。不得使用冷轧钢筋。

7.1.5.2　基础的构造要求

动力设备基础的构造是保证基础整体刚度，防止构件过大的变形和裂缝出现的重要因素。对设备基础一般的构造要求是：

（1）设备基础的最小平面尺寸应使设备底座边缘的距离不得小于100mm。在基础顶面设计标高下应预留不小于25mm的找平层或二次浇灌层。

（2）动力设备基础的地脚螺栓埋置最小深度按实际作用力来确定，如不知此力，地脚螺栓设置应符合下列要求：

混凝土强度等级大于或等于C15时，标准地脚螺栓（GB799—67）不应小于20倍螺栓直径；锚板式地脚螺栓不应小于15倍螺栓直径；构造螺栓不受上述限制；

螺栓轴线距基础边缘距离不得小于4倍螺栓直径，预留孔边距基础边缘不得小于100

mm，如不能满足要求时应采取加强措施；

预埋地脚螺栓底面下的混凝土净厚度不得小于50mm，如为预留孔时不应小于100mm。

（3）混凝土基础底板悬出部分最小厚度应等于基础在平面上悬出部分长度；对钢筋混凝土基础底板悬出部分最小厚度应等于基础在平面上悬出部分长度的0.8倍，如图1-7-2所示。

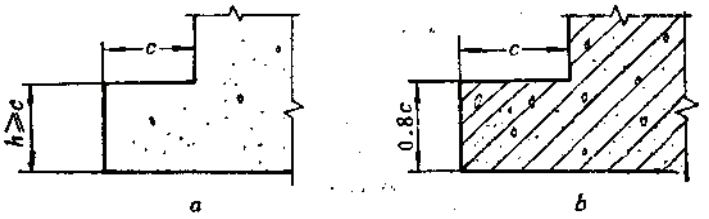


图 1-7-2 基础底板悬出部分厚度与长度关系

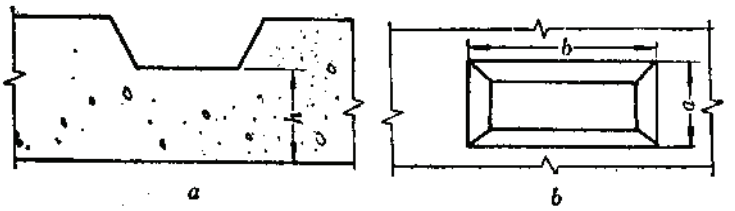


图 1-7-3 基础坑洞的底板厚度

（4）基础中的坑或洞的底板厚度 h 不应大于坑洞平面最小尺寸的1/4～1/5，但不应小于0.2m，且基础底面必须位于同一标高，见图1-7-3。

（5）设备基础底面至硐室或巷道底板的距离不得小于300～500mm。

（6）大块式基础一般只在顶面与底面配置钢筋网。非大块基础或体积大于40m³的大块式基础应沿四周、顶面和底部配置钢筋网，见图1-7-4。

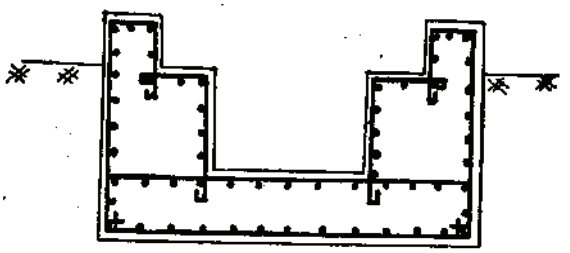


图 1-7-4 基础配筋图

当基础底面最大边长与基础高度之比不超过5时，上下层钢筋网的钢筋直径为ϕ12-ϕ18，间距为200～300mm。

基础底面最大边长与基础高度之比大于5时，则平行于最大边的底层钢筋截面可近似地按下式计算：

$$A_s = \frac{mz_\varphi}{20h} \tag{1-7-19}$$

式中　A_s——下层钢筋网的钢筋断面积，cm^2；

m——基础和设备的总质量，t；

z_φ——基础底面最大边长，m；

h——基础的高度，m。

上层所配置的钢筋网断面应不小于$0.5A_s$，侧面钢筋网的钢筋，应按基础尺寸配置直径为10～14mm、间距200～300mm的钢筋。

当基础底面最大边长与基础高度之比小于5时，上下层钢筋网的钢筋直径亦为10～14mm，间距200～300mm。

（7）凡开孔或切口尺寸大于600mm时，应沿孔或切口周围配置不小于12mm、间距150～200mm的钢筋。

基础底板悬出部分的配筋应按计算确定。一般应上下配筋，直径为10～14mm，间距为200～300mm。

（8）设备基础当有垫层时，钢筋保护层厚度不宜小于35mm，无垫层时，不宜小于70mm。

（9）对预留的地脚螺栓孔，在安装完毕灌浆时应采用不低于C15级混凝土浇灌，在浇灌前应仔细清除预留孔内的残余模板和垃圾，并用水冲洗干净。当采用活动地脚螺栓

7.2.6 基础构造 810

7.2 破碎机基础

破碎机是破碎矿石的主要设备，本节只介绍颚式、旋回和圆锥式破碎机基础设计。

破碎机在空载运转时，具有明显的简谐振动规律，在负荷运转时，振动伴有较大的瞬间冲击分量，并随机振动。在运转时产生较大的不平衡惯性力。因此，基础设计时除进行必要的静力计算外，还要进行动力计算。

7.2.1 基础设计所需资料

基础设计除必须取得7.1.1节所述各项资料外，还应取得以下补充资料：

（1）物料输送机轮廓或硐室的工艺布置尺寸及标高等有关技术资料；

（2）破碎机、电动机的相互位置及传动方式；

（3）破碎机扰力及其作用方向和位置；

（4）电动机功率；

（5）被破碎物料的普氏坚固性系数f值及块（粒）度。

7.2.2 基础设计一般规定

（1）破碎机基础宜采用钢筋混凝土结构，其形式一般为大块式、墙式或框架式基础。

（2）当两台破碎机设置在同一基础上时，其扰力与扰力矩应取绝对值之和，计算所得的振幅值可乘以折减系数0.75，在计算过程中尚应考虑一台停机时的扭转振动。

（3）破碎机基础的振动计算，仅考虑水平扰力方向的振幅，不考虑垂直分力的影响。

（4）破碎机基础结构按标准荷载进行验算。

（5）为保证设备正常生产，减少设备维修，减轻工人的疲劳和地下结构防振动的要求，破碎机基础顶面允许振幅应按表1-7-4选用。

破碎机基础顶面允许振幅值　　表 1-7-4

机器转数　n(r/min)	$n\leqslant300$	$300<n\leqslant750$	$n>750$
允许振幅　(mm)	0.25	0.20	0.15

（6）基础的强度计算，其荷载应包括基础构件、设备自重和3倍的扰力值。

7.2.3 破碎机扰力计算

破碎机的扰力值及扰力作用点应由机器制造厂提供。当不能提供时，应收集扰力计算所需的有关参数。根据下述基本原则近似计算确定。

对静力计算考虑其撞击力的影响；而动力计算则按机器空转时扰力进行计算。

7.2.3.1 颚式破碎机扰力计算

颚式破碎机扰力计算简图见图1-7-5。平衡块扰力与动颚偏心轴的扰力之间的相位差为180°。

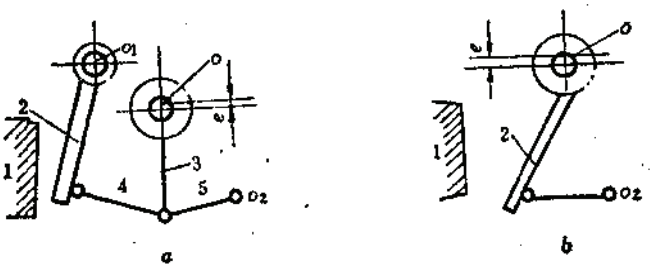


图 1-7-5　颚式破碎机扰力计算简图

a—简摆；b—复摆；

o—偏心轴；1—固定颚板；2—动颚板；3—连杆；4,5—推力板；o_1—活动颚板轴；o_2—接点

简摆：

$$P_X=e\omega^2\sqrt{(m_a+0.8m_b)^2+0.25m_c^2}\cdot\cos\omega t \tag{1-7-20}$$

$$P_Z=e\omega^2(m_a+m_b)\sin\omega t \tag{1-7-21}$$

复摆：

$$P_X=[e(m_a+0.5m_c)-e_1m_d]\omega^2\cos\omega t \tag{1-7-22}$$

$$P_Z[e(m_a+m_c)-e_1m_d]\omega^2\cdot\sin\omega t \tag{1-7-23}$$

式中　P_X——水平扰力，kN；

P_Z——垂直扰力，kN；

m_a——偏心轴偏心部分质量，t；

m_b——连杆质量，t；

m_c——动颚（包括齿板）的质量，t；

m_d——平衡块的质量，t；

e——偏心轴的偏心距，m；

e_1——平衡块重心至主轴中心线距，m；

ω——机器扰力圆频率，rad/s；

$$\omega = 0.105n \tag{1-7-24}$$

n——偏心轴的转数，r/min。

扰力作用在偏心轴中心线上。

扰力为幅值时，$\sin\omega t$、$\cos\omega t$的值为1。

7.2.3.2　旋回式破碎机扰力计算

旋回式破碎机扰力计算简图见图1-7-6。

扰力计算公式如下：

$$P_X = (m_1e_1 - m_2e_2)\omega^2\sin\omega t \tag{1-7-25}$$

式中　P_X——水平扰力，kN；

m_1——主轴及其相连的锥体总质量，t；

m_2——齿轮偏心轴套总质量，t；

e_1——破碎机中心线至m_1重心的距离，m；

$$e_1 = L\sin\beta \tag{1-7-26}$$

e_2——破碎机中心线至m_2重心的距离，m；

$$e_2 = 2L\sin\beta \tag{1-7-27}$$

ω——主轴的圆频率，rad/min；

L——主轴长度的一半，m；

β——主轴回转偏角（°）。

旋回式破碎机的扰力P_X近似作用点在主轴长度的中点。

7.2.3.3　圆锥破碎机扰力计算

圆锥破碎机扰力计算简图如图1-7-7所示。

在计算圆锥破碎机扰力时，对于偏心轴套（包括轴套内的主轴部分）可认为其质心在主轴线上，不计该部分扰力。扰力计算公式如下：

$$P_X = (m_1e_1 - m_2e_2)\omega^2\sin\omega t \tag{1-7-28}$$

式中　P_X——水平扰力，kN；

m_1——主轴（不包括偏心轴套内的轴重）与伞形锥体的质量，t；

m_2——平衡块的质量，t；

ω——主轴圆频率，rad/s；

$$e_1 = H'_1 \cdot \sin\beta \tag{1-7-29}$$

$$e_2 = e'_2\frac{\sin\alpha}{\alpha} \tag{1-7-30}$$

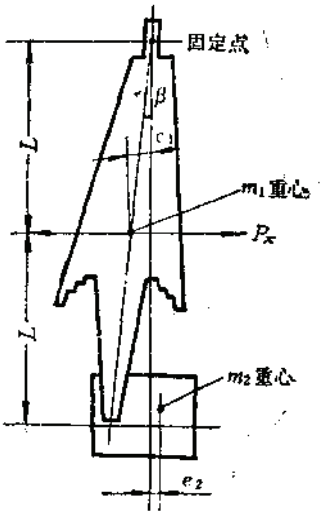


图 1-7-6 旋回破碎机扰力计算简图

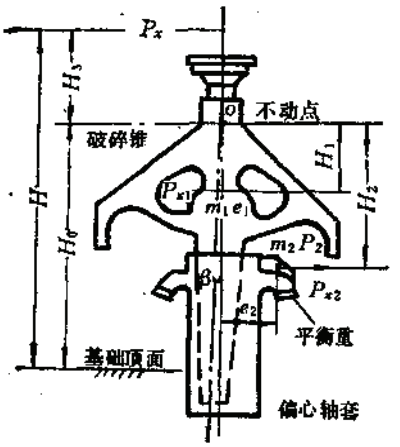


图 1-7-7 圆锥破碎机扰力计算简图

e_1——破碎机中心线至m_1重心的距离，m；

e_2——破碎机中心线至m_2重心的距离，m。

公式（1-7-20）～（1-7-28）中的计算单位为T、M，算出结果单位为T，应将其换算为新的标准单位kN。

由于伞形锥体及平衡块形状极不规则，求它们的重心位置需将锥体及平衡块分成若干规则的小块，如图1-7-8、1-7-9所示，其计算公式如下：

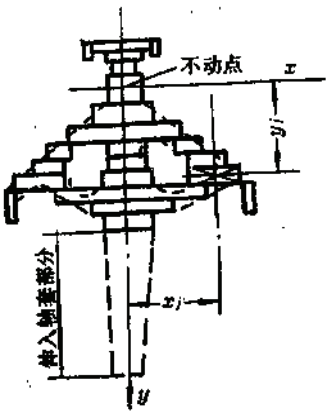


图 1-7-8 动锥体分块示意图

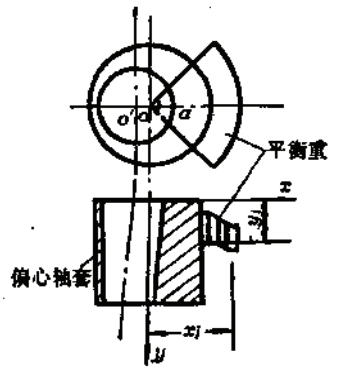


图 1-7-9 平衡块之伞形环分块示意图

$$H'_1 = \Sigma V_i y_i / \Sigma V_i \tag{1-7-31}$$

$$H_1 = \Sigma V_i y_i^2 / \Sigma V_i y_i \tag{1-7-32}$$

$$H_2 = \Sigma F_j y_j / \Sigma F_j \tag{1-7-33}$$

$$e'_2 = \Sigma F_j x'_i / \Sigma F_j \tag{1-7-34}$$

式中 H'_1——m_1的重心至不动点的距离，m；

H_1——扰力P_{x1}作用点至不动点的距离，m；

H_2——扰力P_{X2}作用点至不动点的距离，m；

e'_3——平衡块断面形心至破碎机中心线的距离，m；

V_i——锥体分块单元体积，m^3；

Y_i——锥体分块单元的重心至不动点的距离，m；

F_j——平衡块截面分块单元面积，m^2；

X'_j——平衡块截面分块单元重心至破碎机中心线的距离，m；

Y_j——平衡块截面分块单元重心至不动点的距离，m。

图1-7-6和图1-7-7中之β为主轴回转角，图1-7-9中α为平衡块之伞形环的圆心角。

破碎机扰力的合力为：

$$P_X = |P_{X1} - P_{X2}| \tag{1-7-35}$$

破碎机扰力作用点高度按下式计算：

$$H = H_0 + H_3 \text{（用于图1-7-10}a\text{）} \tag{1-7-36}$$

$$H = H_0 - H_3 \text{（用于图1-7-10}b\text{）} \tag{1-7-37}$$

$$H_3 = \frac{P_{X1}H_1 - P_{X2}H_2}{P_X} \tag{1-7-38}$$

式中　P_X——破碎机扰力的合力，kN；

P_{X1}——动锥产生的水平扰力，kN；

P_{X2}——平衡块产生的水平扰力，kN；

H——P_X作用点至基础面的距离，m；

H_0——不动点至基础面的距离，m；

H_3——P_X作用点至不动点的距离，m。

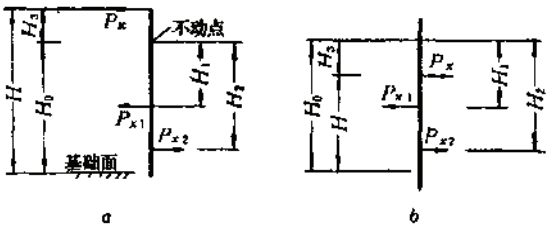


图 1-7-10　扰力作用点位置示意图

由于偏轴套（包括平衡块）的运动为纯旋转运动，所以平衡块扰力作用点与平衡块的重心相重合。而动锥的运动是绕不动点作旋摆运动和挠自己轴线自转的，因此动锥扰力作用点不与动锥重心一致。

7.2.3.4　部分国产破碎机动力参数及扰力值参考表

由于破碎机产品尚未完全定型，同类型产品由于厂家不同，出厂时间不同，其动力参数及扰力值均有改变，因此，现将部分国产破碎机动力参数及扰力值列入表1-7-5，1-7-6，1-7-7中，仅供设计时参考。

当破碎机仅因工作转数不同时，扰力数值按下式换算：

$$P_0 = P_n\left(\frac{n_0}{n}\right)^2 \tag{1-7-39}$$

式中　P_0——换算后的扰力值，kN；

P_n——表中扰力值，kN；

n_0——换算的机器转数，r/min；

n——表中的机器转数，r/min。

颚式破碎机动力参数及扰力值 表 1-7-5

参数		单位	型号规格							
			复摆(PEF)					简摆(PEJ)		
			400×250	600×400	600×400	900×600	1200×900	1200×[illegible]	1500×1200	2100×1500
主轴转数		r/min	310	250	260	250	225	180	135	100
偏心轴质量		t	0.061	0.152	0.151	0.437	1.130	1.034	2.255	3.572
连杆质量		t	—	—	—	—	—	3.215	6.876	14.377
平衡块质量		t	0.008	0.057	—	0.058	0.089	—	—	—
动颚质量		t	0.726	1.224	1.000	3.49	9.066	7.975	19.19	39.644
偏心距		m	0.010	0.010	0.012	0.019	0.020	0.030	0.035	0.040
扰力值	水平P_x	kN	3.3	5.1	5.9	26.4	53	57.9	86.3	102
	垂直P_z	kN	5.9	8.9	10.8	42.2	43.2	46.1	63.8	79.5
扰力高度		m	0.9	1.1	1.2	1.6	2.4	1.5	2.0	2.4
机器自重		t	2.7	6.5	6.5	16.9	46.7	61.7	123.9	220.0

旋回破碎机动力参数及扰力值 表 1-7-6

类别	型号	主轴转数 n (r/min)	水平扰力 P_x (t)	扰力高度 H_0 (m)	机器自重 (t)
轻型	700/100	160	1.9	1.3	43.2
	900/130	140	3.2	1.9	84.7
	1200/150	125	5.4	2.2	142.0
单缸液压	500/60	160	1.5	1.2	42.4
	700/100	140	2.7	1.8	89.2
	900/130	125	4.0	2.1	139.1
	1200/160	110	6.5	2.6	224.1
	1400/170	105	8.6	2.7	309.8
	1600/180	100	12.2	3.1	472.8
老型号	500/75	145	1.3	1.1	39.8
	700/130	140	1.7	2.1	81.9
	900/150	125	4.1	2.4	141.8
	1200/180	110	5.8	2.6	224.1
惯旋	1000/100	140	5.3	2.6	97.3
	1000/150	140	4.9	2.9	96.0

7.2.4 基础结构的选型

破碎机基础形式的确定应根据工艺要求、硐室结构下部的配置、工程地质及施工方法等条件综合来考虑。当物料输送机穿过基础时，宜采用墙式基础；当物料输送机由基础侧面通过时，宜采用大块式基础；大型颚式破碎机基础狭长中空时，可采用箱形基础；当遇质地坚硬的岩石地基时，可采用锚杆基础。

圆锥破碎机动力参数及扰力值　　表 1-7-7

类别	规格型号		主轴转数 n (r/min)	水平扰力 P_x (t)	扰力高度 H_0 (m)	机器自重 (t)
弹簧式	φ900	PYB、PYZ PYD	333	0.4 0.6	1.3 1.0	9.3 9.6
	φ1200	PYB、PYZ PYD	300	1.0 0.7	1.1 1.1	23.3 23.9
	φ1750	PYB、PYZ PYD	245	1.2 1.0	2.3 2.4	48.7 48.7
	φ2200	PYB、PYZ PYD	220	7.3 7.6	1.8 1.6	80.1 81.4
	φ1650	PYB、PYZ PYD	230	1.5 1.5	3.0 3.0	40.7 65
	φ2100	PYB、PYZ PYD	200	5.0 5.0	2.0 2.0	82.7 83
单缸液压(PYY)	900/135、900/75 900/60		335	1.1 0.8	1.1 1.3	8.3 8.3
	1650/285、1650/230 1650/100		250	1.8 1.2	1.6 2.1	35.8 35.5
	2200/350、2200 2200/130		200	4.1 2.2	2.2 3.0	71.4 72.5

对颚式、旋回式及圆锥式等低频破碎机基础，宜使基组自振频率高于机器的工作频率，即基础在共振前工作。此时应对基坑采用光面爆破，使基础与岩壁紧密相接或提高基础侧面回填物的密实性；混凝土地面与基础相连，对提高基组自振频率都是有利的。

为保证破碎机与电动机共同工作，两者应设置在一个整体基础上。当它们之间由皮带进行传动，且地基较好时，可分设单独基础。

破碎机基础与硐室结构分开，与吊车柱基础之间应留有不小于100mm的净空隙。当上部工作平台结构布置确有困难时，允许将上部平台的梁或柱简支地搁置在基础上。

7.2.4.1　大块式基础

大块式基础的外形尺寸要力求简单，避免有过大的坑洞或外悬构件。基础尺寸可由7.1.5和7.2.6所述的基础构造要求来确定。

7.2.4.2　墙式基础

墙式基础由顶板、纵墙或横墙、底板三部分组成。基础构件的构造尺寸见表1-7-8。

墙式基础底尺寸参考表：

（1）颚式破碎机基础基底尺寸见图1-7-11和表1-7-9。

（2）圆锥破碎机基础基底尺寸见图1-7-12和表1-7-10。

7.2.4.3　框架式基础

框架式基础由顶板（或由纵梁和横梁组成的水平框架）、柱子、底板三部分组成，其基础构件布置应遵循下列原则：

墙式基础构造尺寸表(mm) 表 1-7-8

构件名称		构造尺寸
纵墙	最小厚度	400
	高厚比	≤6
横墙	最小厚度	500
	高厚比	≤4
底板	最小厚度	500 且≥墙厚
	外悬长度	不大于底板厚度的2.5倍
	联合基础	≥300
顶板	最小厚度	600 且≥$\frac{L}{6}$(L为顶板跨度)
	外悬长度	≤2000

注：1.纵墙为与扰力方向平行的墙，横墙为与扰力方向垂直的墙。
2.按构架式基础计算的墙不受此限。

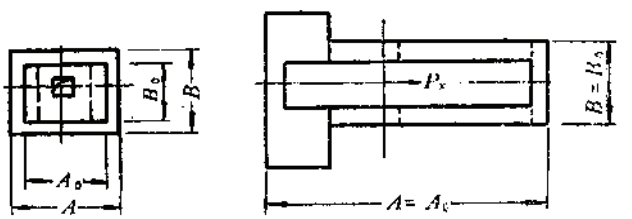


图 1-7-11 颚式破碎机基础图

a—900×600及以下的破碎机基础；b—1200×900及以上的破碎机基础

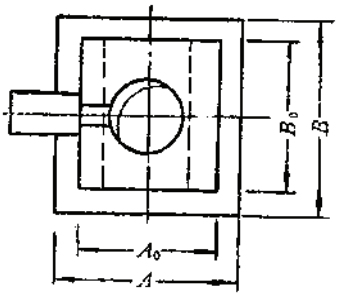


图 1-7-12 圆锥破碎机基础尺寸图

颚式破碎机基础基底尺寸参考表 表 1-7-9

破碎机规格	扰力作用方向	$A_0\times B_0$ (mm)	$A\times B$ (mm)			
			$C_x=2000$	$C_x=3000$	$C_x=4000$	$C_x=5000$
600×400	平行墙	3400×3000	3400×3300	3400×3200	3400×3000	
	垂直墙	3700×3000	4000×3000	3900×3000	3700×3000	
900×600	平行墙	3400×3800	3400×4200	3400×4100	3400×4000	3400×3800
	垂直墙	3700×3800	4200×3800	4100×3800	3900×3800	3700×3800
1200×900	平行墙	6600×3800	6600×3800			
1500×1200	平行墙	9800×4200	9800×4200			
2100×1500	平行墙	10500×5600	10500×5600			

注：1.破碎机扰力等技术参数按表1-7-5取用。
2.基础尺寸满足表1-7-3的构造要求。
3.地基刚度系数C_x值为基本值，未经修正和提高。
4.A_0、B_0为基础平面最小尺寸，如果A_0、B_0增大时，每增加1.0m，基础底面边长须加大100mm。
5.基础墙高按$h=2.4$m制表，如果墙高不同时，每当h增加0.4m，基础底面边长（沿扰力方向）须加大200 mm。
6.胶带机廊的宽度变化对基础振幅的影响不大，当净宽在3～4m范围以内时，本表均适用。
7.1200×900系简摆破碎机。

圆锥破碎机基础基底尺寸参考表　　表 1-7-10

破碎机格格	$A_0 \times B_0$ (mm)	$A \times B$ (mm)				
		$C_z=2000$	$C_z=3000$	$C_z=4000$	$C_z=5000$	$C_z=6000$
φ900	3800×3400	5200×4800	4600×4200	4200×3800	3800×3400	
φ1200	4000×3600	6600×6000	5700×5200	4800×4600	4200×4000	4000×3600
φ1650	4400×4000	6900×6200	5900×5600	5400×5100	4900×4700	4400×4000
φ1750	4000×3600	6700×6000	5700×5300	5200×4800	4500×4000	4000×3600
φ2100	5200×4600	8600×7600	7100×6400	6500×6200	6100×5800	5700×5500
φ2200短头	5800×5200	9400×8100	7700×6900	7000×6600	6500×6200	6200×5900
φ2200标准	6200×5600	9400×8500	8000×7400	7300×6800	6700×6400	6300×6000

注：1.破碎机扰力等技术参数见表1-7-7。
2.其它说明同表1-7-9中的2～6项。

（1）基础整个几何图形的关系及构件形状应对称于机器回转轴轴线的垂直平面；

（2）横梁及纵梁轴线应尽可能通过柱中心线；

（3）当基础顶板上的孔洞较大时，应适当加大纵横梁的宽度，或在孔洞边缘设置次梁，以增大其水平面内的抗弯刚度。梁柱接头处、梁端应设梁托（加腋）。

（4）框架式基础构件最小尺寸见表1-7-11。

框架式基础构造尺寸　　表 1-7-11

构件名称	构件最小尺寸
顶板厚(或横梁高)	$\geqslant \frac{L_0}{8}$（L_0为计算跨度，可近似取0.9柱轴线距离）
柱截面边长	≥500mm，细长比≥$\frac{1}{14}$
底板厚	不得小于柱截面边长
梁的悬出长度	≤1.5m<1.25倍梁高

7.2.5　破碎机基础计算

7.2.5.1　基础静力计算

1. 地基承载力验算

地基承载力验算按（1-7-1）和（1-7-2）公式进行。当计算公式中的弯矩时，水平扰力应乘以放大系数μ，μ值大小与被破碎物料的普氏坚固性系数f值有关。当$f \leqslant 10$时，$\mu=3$；当$f=10\sim15$时，$\mu=4$；当$f>15$时，$\mu=5$。

当破碎机与传动电机分置在两个基础，并采用皮带传动时，应验算破碎机和电动机基础的稳定性和倾复。此时皮带的拉力近似计算公式为：

$$P_1=\frac{57.37W}{n_0 r_0} \tag{1-7-40}$$

式中　P_1——皮带机的拉力，kN；

W——电动机的功率，kW；

n_0——破碎机传动轴转数，r/min；

r_0——主动轮半径，m。

2. 基础构件强度验算

基础构件强度验算按现行有关规定进行，但标准荷载弯矩为：

$$M = M_0 + \mu M_d \tag{1-7-41}$$

式中 M——标准荷载下的弯矩，kN·m；

M_d——机器扰力产生的弯矩，kN·m；

M_0——构件按静荷载计算的弯矩（不包括扰力），kN·m；

μ——放大系数。

7.2.5.2 基础动力计算

1. 绘出基础平面图和剖面图

根据上述有关资料确定基础尺寸，并绘出平面图及剖面图，再将基础分成若干单元构件为计算单位并编号，选取计算基组重心与基底形心的座标 轴 x、y、z，见图 1-7-13 所示。

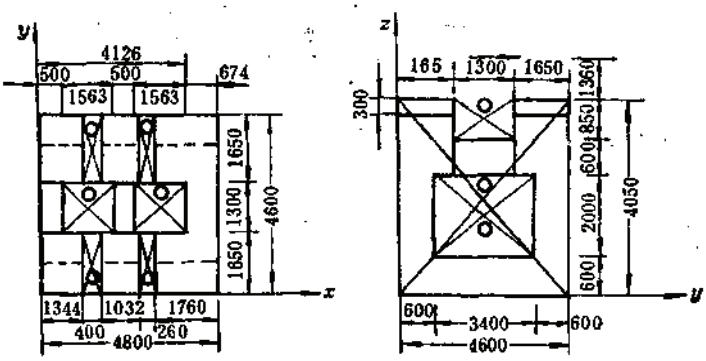


图 1-7-13 基础平面和剖面图

2. 计算基组总质心座标x_0、y_0、z_0

根据表1-7-14计算各单元构件的质量及静力矩；求基组总重心座标；各单元质量的两个质量惯性矩。

基组总质心座标为：

$$\left.\begin{aligned} X_0 &= \frac{\Sigma m_i X_i}{\Sigma m_i} \\ Y_0 &= \frac{\Sigma m_i Y_i}{\Sigma m_i} \\ Z_0 &= \frac{\Sigma m_i Z_i}{\Sigma m_i} \end{aligned}\right\} \tag{1-7-42}$$

式中 X_0、Y_0、Z_0——基组总质心对X、Y、Z轴的座标，m；

m_i——基组各单元构件的质量，t；

X_i、Y_i、Z_i——基组各单元质量质心对X、Y、Z轴的座标，m。

3．基组总质心与基底形心的偏心值e_X、e_Y计算

基础总质心基底形心在多数情况下是不可能在一条垂线上的，因此总有偏心存在。如果基础底板尺寸在X轴方向长度为L_X，在Y轴方向长度为L_Y，其偏心值为：

$$\left.\begin{aligned} e_X &= \left|0.5-\frac{X_0}{L_X}\right| \\ e_Y &= \left|0.5-\frac{Y_0}{L_Y}\right| \end{aligned}\right\} \tag{1-7-43}$$

式中　e_X、e_Y——分别为基组质心与基底形心在X、Y轴上的偏心值，m；

其余符号同前。

对计算出的偏心值必须满足7.1.2第6条的要求。

4．基组自振频率和基础顶面振幅计算

（1）大块式基础或按大块式基础计算的墙式基础，基组在通过其重心的垂直扰力作用下，其自振频率和振幅按下列公式计算：

$$\lambda_Z=\sqrt{\frac{K_Z}{m}} \tag{1-7-44}$$

$$A_Z=\mu_Z\frac{P_Z}{m\cdot\omega^2} \tag{1-7-45}$$

$$\mu_Z=\frac{\left(\frac{\omega}{\lambda^2}\right)^2}{\sqrt{\left[1-\left(\frac{\omega}{\lambda^2}\right)^2\right]^2+4D_Z^2\left(\frac{\omega}{\lambda^2}\right)^2}} \tag{1-7-46}$$

式中　λ_Z——基组垂直自振频率，rad/s；

A_Z——基组重心处的垂直振幅，m；

K_Z——地基的抗压刚度，kN/m；

m——基组质量，t；

P_Z——通过其重心的垂直扰力，kN；

ω——机器扰力圆频率，rad/s；

D_Z——垂直向阻尼比，当$\omega<0.75\lambda_Z$或$\omega>1.25\lambda_Z$时，D_Z值可忽略不计；

μ_Z——系数，由$\frac{\omega}{\lambda_Z}$和D_Z的值查表1-7-12。

（2）基组在垂直扰力P_Z偏心作用或水平扰力P_X作用下，产生水平和回转耦合振动。其自振频率和垂直振幅、水平振幅见图1-7-14，其值应按下式计算：

第一、第二自振频率：

$$\lambda_{1,2}^2=\frac{1}{2}\left[(\lambda_X^2+\lambda_\varphi^2)\mp\sqrt{(\lambda_X^2-\lambda_\varphi^2)^2+\frac{4mh_z^2}{I_m}\lambda_X^4}\right. \tag{1-7-47}$$

$$\lambda_X=\sqrt{\frac{k_X}{m}} \tag{1-7-48}$$

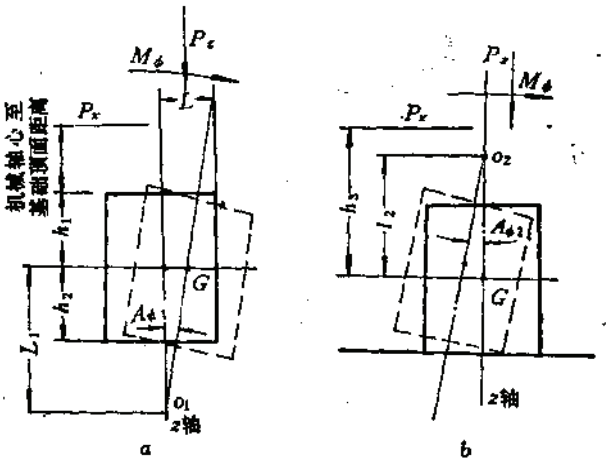


图 1-7-14 基础振型示意图

a—基础第一振型；b—基础第二振型

$$\lambda_\varphi = \sqrt{\frac{k_\varphi + k_X h_2^2}{I_m}} \tag{1-7-49}$$

式中 $\lambda_{1,2}$——基础水平回转耦合振动第一和第二振型自振频率，可查表1-7-13，rad/s；

λ_X——基组水平自振频率，rad/s；

m——基组的总质量，t；

λ_φ——基组回转自振频率，rad/s；

k_X——地基的抗剪刚度，kN/m；

k_φ——地基抗弯刚度，kN/m；

I_{mx}——基组质量惯性矩，t·m²；

h_2——基组重心至基础底面的距离，m。

垂直振幅：

$$A_{Z\varphi} = A_Z + (A_{\varphi 1} + A_{\varphi 2})L \tag{1-7-50}$$

水平振幅：

$$A_{X\varphi} = A_{\varphi 1}(\rho_1 + h_1) + A_{\varphi 2}(h_1 - \rho_2) \tag{1-7-51}$$

$$A_{\varphi 1} = \frac{\Sigma M_1}{(I_m + m\rho_1^2)\omega^2}\mu_1 \tag{1-7-52}$$

$$A_{\varphi 2} = \frac{\Sigma M_2}{(I_m + m\rho_1^2)\omega^2}\mu_2 \tag{1-7-53}$$

式中 A_Z——垂直扰力P_Z作用的垂直振幅，m；

L——基组重心至基础顶面计算振幅控制点在X轴或Y轴方向的水平距离，m；

$A_{\varphi 1}$、$A_{\varphi 2}$——基组第一和第二振型的回转振幅，rad；

h_1——基组重心至基础顶面的距离，m；

ρ_1——基组第一振型当量回转半径，m，

$$\rho_1=\frac{\lambda_X^2 h_2}{\lambda_X^2-\lambda_1^2};$$

ρ_2——基组第二振型当量回转半径，m，

$$\rho_2=\frac{\lambda_X^2 h_2}{\lambda_1^2-\lambda_X^2};$$

ΣM_1——绕通过第一振型转心O_1，并垂直于回转面的轴的扰力矩，kN·m；

ΣM_2——绕通过第二振型转心O_2，并垂直于回转面的轴的扰力矩，kN·m；

其余符号同前。

$$\mu_1=\frac{\left(\frac{\omega}{\lambda_1}\right)^2}{\sqrt{\left[1-\left(\frac{\omega}{\lambda_1}\right)^2\right]^2+4D_{X\varphi 1}^2\left(\frac{\omega}{\lambda_1}\right)^2}} \tag{1-7-54}$$

$$\mu_2=\frac{\left(\frac{\omega}{\lambda_2}\right)^2}{\sqrt{\left[1-\left(\frac{\omega}{\lambda_2}\right)^2\right]^2+4D_{X\varphi 2}^2\left(\frac{\omega}{\lambda_2}\right)^2}} \tag{1-7-55}$$

式中　$D_{X\varphi 1}$、$D_{X\varphi 2}$——分别为水平回转第一、第二振型阻尼比，当 $\omega<0.75\lambda_1$ 或 $\omega>1.25\lambda_1$时，$D_{X\varphi 1}=0$，当$\omega<0.9\lambda_2$或$\omega>1.1\lambda_2$时，$D_{X\varphi 2}=0$；

其余符号同前。

μ_1、μ_2值可由 $\frac{\omega}{\lambda_1}$ 或$\frac{\omega}{\lambda_2}$、$D_{X\varphi 1}$或$D_{X\varphi 2}$值查表1-7-12确定。

（3）框架基础（包括墙式基础）水平振动的自振频率和水平振幅按下列公式计算：

$$\lambda_X=\sqrt{\frac{1}{m_\rho\left(\frac{1}{k_\rho}+\frac{1}{k_X}+\frac{h_4^2}{k_\varphi}\right)}} \tag{1-7-56}$$

$$A_{X\varphi}=\eta_g\frac{P_X}{k_g} \tag{1-7-57}$$

$$\frac{1}{k_g}=\frac{1}{k_\rho}+\frac{1}{k_X}+\frac{h_4 h_5}{k_\varphi} \tag{1-7-58}$$

$$k_\rho=\sum_{i=1}^{n_Z}\frac{12E_c I_{hi}}{h_i^3} \tag{1-7-59}$$

$$\eta_g=\frac{1}{\sqrt{\left(1-\frac{\omega^2}{\lambda_X^2}\right)^2+\frac{1}{64}\frac{\omega^2}{\lambda_X^2}}} \tag{1-7-60}$$

式中　m_ρ——设备和基础顶板的总质量，t；

k_ρ——横向框架的水平刚度，kN/m；

h_4——基础高度，m；

n_Z——支柱或墙的个数；

E_c——混凝土弹性模量，kN/m²；

h_5——基础底至机器水平扰力作用点的距离，m；

μ 值 表 1-7-12

ω/λ_x \ D_x	0.00	0.08	0.10	0.12	0.14	0.15	0.16	0.18	0.20	0.22	0.24	0.30
0.0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
0.1	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
0.2	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04
0.3	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10
0.4	0.19	0.19	0.19	0.19	0.19	0.19	0.19	0.19	0.19	0.19	0.19	0.18
0.5	0.33	0.33	0.33	0.33	0.33	0.33	0.33	0.32	0.32	0.32	0.32	0.31
0.6	0.56	0.56	0.55	0.55	0.54	0.54	0.54	0.53	0.53	0.52	0.51	0.49
0.7	0.96	0.94	0.93	0.91	0.89	0.88	0.88	0.86	0.84	0.82	0.80	0.74
0.8	1.78	1.67	1.62	1.56	1.51	1.48	1.45	1.39	1.33	1.28	1.22	1.07
0.9	4.28	3.40	3.09	2.87	2.65	2.54	2.43	2.21	1.99	1.87	1.76	1.42
1.0	∞	7.00	5.00	4.50	4.00	3.75	3.50	3.30	2.50	2.33	2.17	1.67
1.1	5.78	4.43	3.98	3.68	3.38	3.23	3.08	2.78	2.48	2.33	2.19	1.75
1.2	3.27	2.99	2.87	2.74	2.61	2.54	2.48	2.34	2.21	2.11	2.01	1.62
1.3	2.45	2.34	2.29	2.22	2.16	2.12	2.09	2.02	1.96	1.89	1.82	1.62
1.4	2.04	1.98	1.96	1.92	1.88	1.86	1.84	1.80	1.76	1.72	1.67	1.54
1.5	1.80	1.76	1.75	1.72	1.70	1.69	1.67	1.65	1.62	1.59	1.56	1.46
1.6	1.64	1.62	1.61	1.59	1.57	1.56	1.55	1.54	1.52	1.49	1.47	1.40
1.7	1.53	1.51	1.50	1.49	1.48	1.47	1.47	1.45	1.44	1.42	1.40	1.35
1.8	1.45	1.43	1.43	1.42	1.41	1.40	1.40	1.39	1.38	1.36	1.35	1.30
1.9	1.38	1.37	1.37	1.36	1.35	1.34	1.34	1.34	1.33	1.32	1.30	1.27
2.0	1.33	1.33	1.33	1.31	1.31	1.30	1.30	1.29	1.29	1.28	1.27	1.24
2.1	1.29		1.29						1.26			1.21
2.2	1.26		1.26						1.23			1.19
2.3	1.23		1.23						1.21			1.17
2.4	1.21		1.21						1.19			1.16
2.5	1.19		1.19						1.17			1.14
2.6	1.17		1.17						1.15			1.13
2.7	1.16		1.16						1.14			1.12
2.8	1.15		1.15						1.13			1.11
2.9	1.14		1.13						1.12			1.10
3.0	1.13		1.12						1.11			1.10

λ_1 与 λ_2 值 表 1-7-13

$\frac{4mh^2_1}{I_m}$ \ $\lambda_x/\lambda_\varphi$	0.10	0.15	0.20	0.25	0.30	0.35	0.40	0.45	0.50	0.55	0.60
0.25	0.10	0.15	0.20	0.25	0.30	0.35	0.40	0.45	0.49	0.54	0.59
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01
0.50	0.10	0.15	0.20	0.25	0.30	0.35	0.40	0.44	0.49	0.54	0.58
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.01
1.00	0.10	0.15	0.20	0.25	0.30	0.34	0.39	0.44	0.48	0.52	0.59
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.02	1.02
1.50	0.10	0.15	0.20	0.25	0.29	0.34	0.39	0.43	0.47	0.51	0.54
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.01	1.02	1.03

续表

$\frac{4mh^2_z}{I_m}$ \ $\lambda_x/\lambda_\varphi$	0.10	0.15	0.20	0.25	0.30	0.35	0.40	0.45	0.50	0.55	0.60
2.00	0.10	0.15	0.20	0.25	0.29	0.34	0.38	0.42	0.46	0.49	0.52
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.03	1.04
2.25	0.10	0.15	0.20	0.25	0.29	0.34	0.38	0.42	0.45	0.48	0.51
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.03	1.05
2.50	0.10	0.15	0.20	0.24	0.29	0.33	0.38	0.41	0.45	0.48	0.50
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.01	1.02	1.04	1.05
2.75	0.10	0.15	0.20	0.24	0.29	0.33	0.37	0.41	0.44	0.47	0.49
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.03	1.04	1.06
3.00	0.10	0.15	0.20	0.24	0.29	0.33	0.37	0.41	0.44	0.46	0.48
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.01	1.03	1.04	1.08
3.25	0.10	0.15	0.20	0.24	0.29	0.33	0.37	0.40	0.43	0.46	0.48
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.03	1.05	1.07
3.50	0.10	0.15	0.20	0.24	0.29	0.33	0.37	0.40	0.43	0.45	0.46
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.03	1.05	1.07
3.75	0.10	0.15	0.20	0.24	0.29	0.33	0.36	0.40	0.42	0.44	0.45
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.04	1.05	1.07
4.00	0.10	0.15	0.20	0.24	0.28	0.33	0.36	0.39	0.42	0.44	0.45
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.04	1.05	1.08
4.25	0.10	0.15	0.20	0.24	0.28	0.32	0.36	0.39	0.41	0.43	0.44
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.02	1.03	1.04	1.06	1.08
4.50	0.10	0.15	0.20	0.24	0.28	0.32	0.36	0.39	0.41	0.42	0.43
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.02	1.03	1.04	1.06	1.09
4.75	0.10	0.15	0.20	0.24	0.28	0.32	0.35	0.38	0.40	0.41	0.42
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.03	1.04	1.06	1.09
5.00	0.10	0.15	0.19	0.24	0.28	0.32	0.35	0.38	0.40	0.41	0.41
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.03	1.05	1.07	1.09
5.25	0.10	0.15	0.19	0.24	0.28	0.32	0.35	0.37	0.39	0.40	0.40
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.03	1.05	1.07	1.10
5.50	0.10	0.15	0.19	0.24	0.28	0.32	0.35	0.37	0.39	0.39	0.39
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.03	1.05	1.07	1.10
5.75	0.10	0.15	0.19	0.24	0.28	0.31	0.34	0.37	0.38	0.38	0.33
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.03	1.05	1.07	1.10
6.00	0.10	0.15	0.19	0.24	0.28	0.31	0.34	0.36	0.38	0.38	0.37
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.03	1.05	1.08	1.11
6.25	0.10	0.15	0.19	0.24	0.28	0.31	0.34	0.36	0.37	0.37	0.36
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.04	1.06	1.08	1.11
6.50	0.10	0.15	0.19	0.24	0.28	0.31	0.34	0.36	0.36	0.36	0.35
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.04	1.06	1.08	1.11
6.75	0.10	0.15	0.19	0.24	0.27	0.31	0.33	0.35	0.36	0.35	0.34
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.04	1.06	1.08	1.12
7.00	0.10	0.15	0.19	0.24	0.27	0.31	0.33	0.35	0.35	0.35	0.33
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.02	1.04	1.06	1.09	1.12
7.25	0.10	0.15	0.19	0.23	0.27	0.30	0.33	0.34	0.35	0.34	0.32
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.03	1.04	1.06	1.09	1.12

续表

$\frac{4mh^2_2}{I_m}$ \ $\lambda_x/\lambda_\varphi$	0.10	0.15	0.20	0.25	0.30	0.35	0.40	0.45	0.50	0.55	0.60
7.50	0.10	0.15	0.19	0.23	0.27	0.30	0.33	0.34	0.34	0.33	0.30
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.03	1.04	1.06	1.09	1.13
8.00	0.10	0.15	0.19	0.23	0.27	0.30	0.32	0.33	0.33	0.32	0.28
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.01	1.03	1.04	1.07	1.10	1.13
8.25	0.10	0.15	0.19	0.23	0.27	0.30	0.32	0.33	0.33	0.31	0.27
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.02	1.03	1.05	1.07	1.10	1.13
8.50	0.10	0.15	0.19	0.23	0.27	0.30	0.32	0.32	0.32	0.30	0.26
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.02	1.03	1.05	1.07	1.10	1.14
8.75	0.10	0.15	0.19	0.23	0.27	0.29	0.31	0.32	0.31	0.29	0.24
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.02	1.03	1.05	1.07	1.10	1.14
9.00	0.10	0.15	0.19	0.23	0.27	0.29	0.31	0.32	0.31	0.28	0.23
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.02	1.03	1.05	1.07	1.11	1.14
9.50	0.10	0.15	0.19	0.23	0.26	0.29	0.31	0.31	0.30	0.26	0.20
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.02	1.03	1.05	1.08	1.11	1.14
10.00	0.10	0.15	0.19	0.23	0.26	0.29	0.31	0.30	0.29	0.24	0.16
	1.00	1.00	1.00	1.00	1.01	1.02	1.03	1.05	1.08	1.11	1.15

注：格内上项为$\lambda_1/\lambda_\varphi$比值$\beta_1$，$\lambda_1=\beta_1\lambda_\varphi$；格内下项为$\lambda_2/\lambda_\varphi$比值$\beta_2$，$\lambda_2=\beta_2\lambda_\varphi$。

I_{hi}——第 i 个支柱或墙垂直于扰力轴截面惯性矩，m^4；

h_0——基础底板顶面至基础顶板中心之间距离，m；

P_X——破碎机的水平扰力，kN；

k_g——基础及地基的总水平刚度，kN/m；

λ_X——水平振动的自振频率，rad；

$A_{X\varphi}$——水平振幅，m；

η_g——动力系数；

其余符号同前。

5. 动力计算简化

（1）对于其振前工作（$\lambda_1>1.25\omega$）的基础，基础顶面的振幅只计算第一振型。

（2）对于$\left(\frac{\omega}{\lambda_X}\right)^2\leqslant 0.5$时，可以不计算基组的质量惯性矩，其水平振幅可按下式计算：

$$A_{X\varphi}=\left(\frac{P_X}{k_X}+\frac{HP_X}{k_\varphi}h_4\right)\frac{1}{1-\left(\frac{\omega}{\lambda_1}\right)^2}k \tag{1-7-61}$$

$$\lambda_1=\sqrt{\frac{\lambda_X^2}{1+\frac{k_X}{k_\varphi}h_4^2}} \tag{1-7-62}$$

式中 k——校正系数，由图1-7-15查得；

H——基础的底面至设备轴中心的距离，m；

其余符号同前。

（3）当基础形状复杂，如基顶开孔沟等，在计算基组质量惯性矩时，可以不考虑其影响。

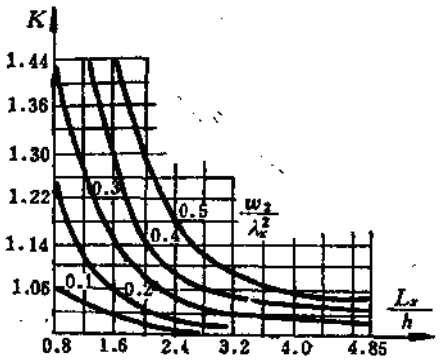


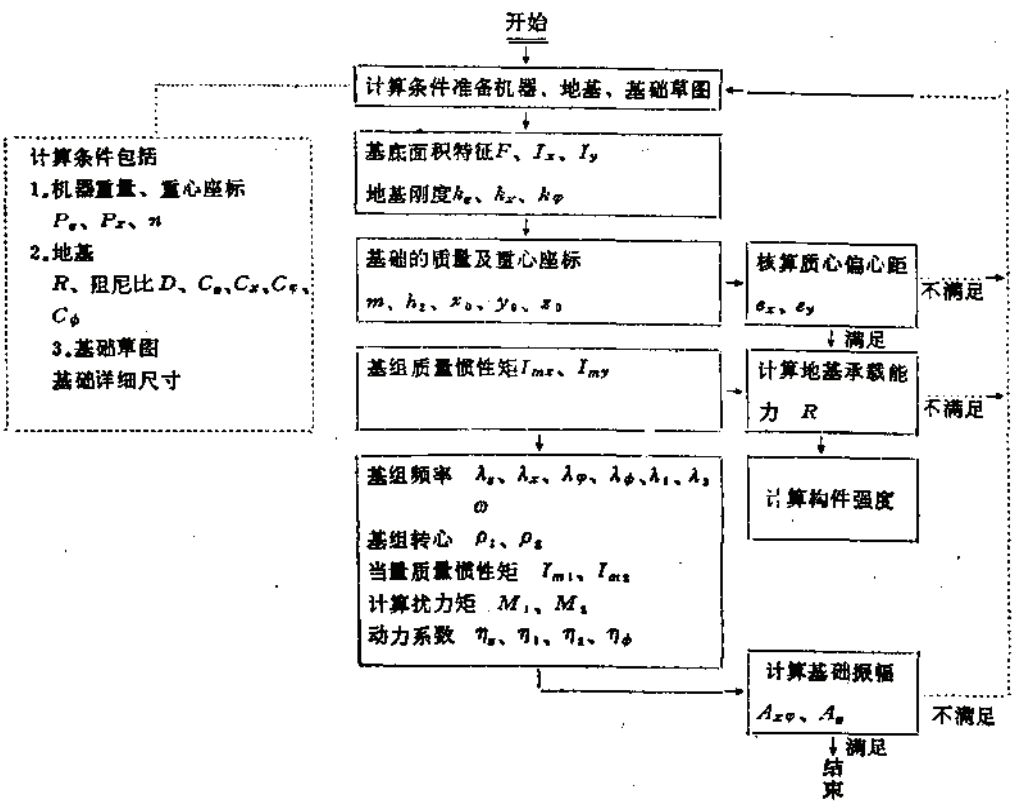
图 1-7-15　k值图（L_y为回转向的底板长度，h为基础高度）

7.2.5.3　基础计算步骤

破碎机基础计算的主要工作量是动力计算部分。首先根据工艺和构造要求假定基础尺寸，然后根据破碎机扰力、地基刚度等参数进行动力计算。当计算振幅不符合要求时，须重新调整基础尺寸，再按上述方法重新计算，直至计算振幅满足要求止。

为减少重复计算工作量，正确地确定基础尺寸十分重要，一般可参照类似工程设计基础尺寸，对颚式和圆锥破碎机基础可参照表1-7-9和表1-7-10初步确定基础底板尺寸。

基础设计计算可参照下面框图所示步骤进行。



7.2.6　基　础　构　造

1．构造尺寸

基础构造尺寸应方便基础施工和设备安装，保证机器固定可靠，并满足7.1.5的规定。沟、坑及孔洞至基础边缘的距离≥150mm，并不得小于0.2h（h为沟、坑及孔洞的深度）。

基础顶面构造尺寸见图1-7-16之a图，基础截面高度构造尺寸见图1-7-16之b图所示。

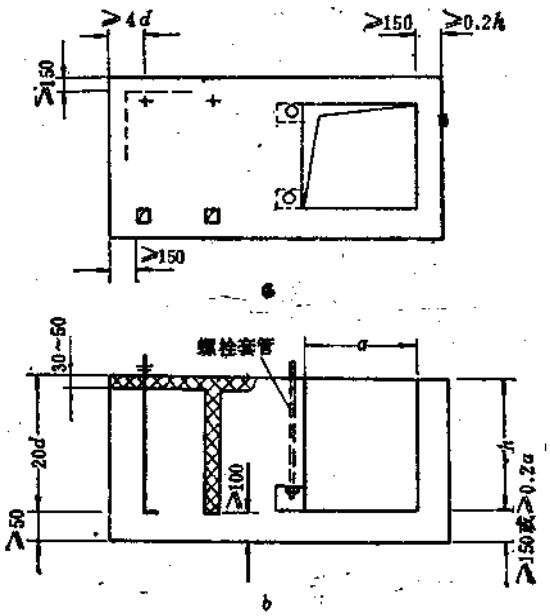


图 1-7-16 基础构造尺寸示意图

a—基础顶面构造尺寸；b—基础截面构造尺寸

（1）基础坑洞底部的厚度大于等于150mm，并应大于等于0.2a（a为坑口长边尺寸）。

（2）二次浇灌层厚度为30～50mm。

（3）基础最小埋置深度为500mm，有外悬底板时，不得小于底板厚度。

（4）当设备基础受地下水浸蚀作用时，则必须采取防止地下水浸蚀的措施。

2. 构造配筋

（1）大块式基础的构造配筋，当基础体积小于40m³时，一般可不配筋，仅在开孔或切口尺寸大于600mm的孔壁及切口周边以及局部被削弱部分配置构造钢筋。构造钢筋采用ϕ12mm，间距为200～300mm钢筋网，见图1-7-17。

当体积大于40m³时，除在开孔或切口等削弱部位配筋外，尚应在基础顶面和底面及四周表面配置ϕ10～12mm、间距为200～250mm的钢筋网。

外悬底板当板高大于或等于外悬长度时，可不配筋，当板高小于外悬长度时，底板应配置钢筋网，钢筋量宜由计算确定。

对于联合基础，一般在两块体之间，板的上下表面配置ϕ12mm、间距为200～250mm的钢筋网，见图1-7-18。

（2）墙式基础配筋。当墙的高厚比满足表1-7-8的要求时，一般按构造配筋，沿墙内外面配置钢筋网。竖向筋宜采用ϕ10～12mm钢筋，间距为200～250mm；水平钢筋采用

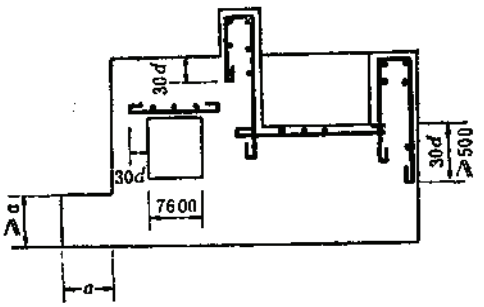


图 1-7-17　基础局部构造配筋图

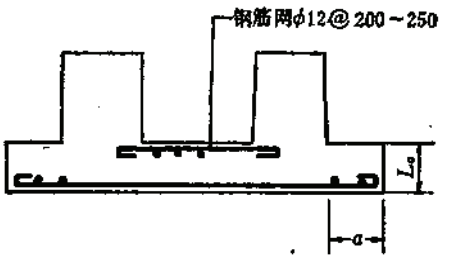


图 1-7-18　联合基础配筋图

φ8～10mm 钢筋，间距为 250～300mm；当墙高大于3.5m时，竖向钢筋直径宜适当加大。

当墙的高厚比大于表1-7-8的要求时，墙的配筋应由计算确定。

底板沿板的上下表面配置钢筋网，横向（与墙垂直方向）钢筋宜采用φ10～12mm钢筋，间距为200～250mm；纵向（与墙平行的方向）钢筋宜采用φ8～10mm钢筋，间距为250～300mm；当底板跨度大于3.6m时，受力方向的钢筋直径应适当加大或由计算确定。

顶板的配筋由计算确定，当顶板有较大开洞时，配筋宜采用梁的配筋形式。

墙的竖向钢筋伸入底、顶板内的锚固长度为30d（d为钢筋直径），并且有$\frac{1}{2}$的钢筋伸至基底；外墙面钢筋全部伸入顶板。墙式基础配筋见图1-7-19。

（3）框架式基础各构件的配筋一般由计算确定。顶、底板应在上、下表面配筋，每面的最小配筋率为0.1%，钢筋不小于φ12mm，间距为200mm；柱的不受力方向，沿截面两边配置φ12mm，间距为200mm的纵向构造钢筋，并每隔3～5根构造筋之间以钢箍围扎。当顶板为梁式板时，纵横梁除按计算配筋外，尚应沿梁的两侧配置φ12mm、间距为200mm的纵向附加钢筋。

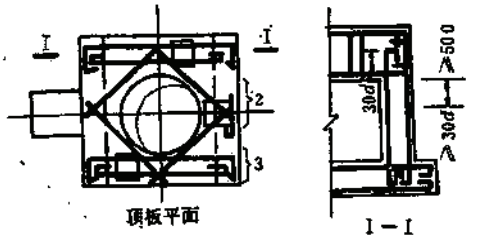


图 1-7-19　墙式基础配筋图

7.2.7 计 算 实 例

7.2.7.1 破碎机扰力计算实例

PEF 1200×900颚式破碎机扰力计算见图1-7-20。

1. 设备技术参数

（1）偏心轴偏心部分质量$m_a=1.13$t。偏心轴偏心部分的尺寸为$\phi400\times640+2\phi400\times252$；$m_a=\left(\frac{1}{4}\pi\times0.4^2\times0.64+2\times\frac{1}{4}\pi\times0.4^2\times0.252\right)\times7.85=1.13$t。

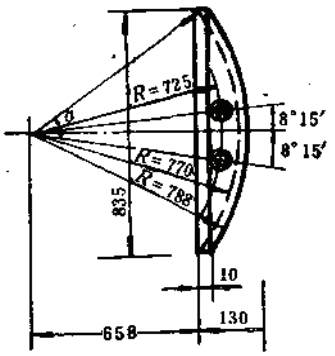


图 1-7-20 平衡块尺寸图

（2）动颚部分的质量$m_c=9.05$t。其中包括：压盖为132kg，挡环（二）为65kg，弹簧圈为3.1kg，挡油环为55.4kg，齿板为1766kg，动颚为6500kg，中楔铁为239kg，上楔铁为152kg，埋头螺钉为27.9kg，挡板为2.2kg，螺母为4.3kg，压板为3.3kg，光垫圈为1.8kg，肘板垫为78kg，弹簧为9.9kg，埋头螺栓为10.6kg。

（3）平衡块质量$m_d=0.0887$t。

（4）偏心轴的偏心距$e=0.02$m。

（5）偏心主轴的工作转数$n=225$r/min。

2. 扰力计算

$$\cos\alpha=\frac{0.658+0.01}{0.788}=0.848$$

$$\alpha=32°$$

$$e_1=\frac{4}{3}\times\frac{R\sin^3\alpha}{\frac{2\pi}{180}\alpha-\sin2\alpha}$$

$$=\frac{4}{3}\times\frac{0.788\times\left(\frac{0.835}{2\times0.788}\right)^3}{\frac{2\pi}{180}\times32-2\times0.53\times0.848}=0.715\text{m}$$

$$\omega=0.105n=0.105\times225=23.6\text{rad/s}$$

水平扰力P_x为：

$$P_x=[e\omega^2(m_a+0.5m_c)-e_1\omega^2m_d]\cos\omega t$$
$$=[0.02\times23.6^2\times(1.13+0.5\times9.05)-0.715\times23.6^2\times2\times$$
$$\times0.0887]\times1.0$$
$$=62.99-70.65$$
$$=-7.66\text{kN}$$

垂直扰力P_z为：

$$P_z=[e\omega^2(m_a+m_c)-e_1\omega^2m_d]\sin\omega t$$
$$=[0.02\times23.6^2\times(1.13+9.05)-0.715\times23.6^2\times2\times0.0887]\times1.0$$
$$=113.4-70.65$$
$$=42.75\text{kN}$$

扰力作用点距基顶高$H=2.37$m。

7.2.7.2 基础计算实例

1. 颚式破碎机基础计算

1）设计资料

（1）机器的类型及有关数据

破碎机为PEF900×600颚式，质量为$m_1=16.9$t；电机质量为$m_2=1.2$t。水平扰力$P_x=10.79$kN，垂直扰力$P_z=12.75$kN。水平扰力作用点至基础顶面的距离$h_3=1.6$m，在平面位置上至基础中心线为0.5m。破碎机主轴转数$n=250$r/min。破碎机与电动机同置一个基础，且不计算电动机的扰力作用。

（2）破碎物料的普氏坚固系数$f=12$，在验算地基及基础构件强度时的扰力放大系数为$\eta=4$。

（3）地基为多节理裂隙的中等风化安山岩，容许承载力$[R]=981$kPa（kN/m²），基础埋深$h_1=3.1$m。

（4）基础采用混凝土强度等级为$C15$，构造钢筋采用Ⅰ级钢筋，计算所需配筋为Ⅱ级钢筋。

（5）基础简图见图1-7-21所示。

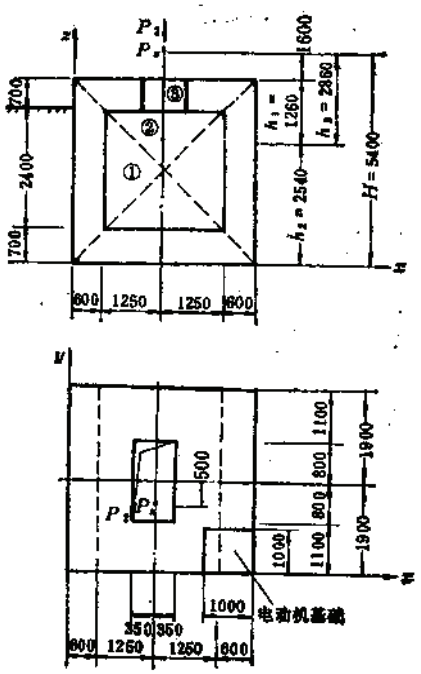


图 1-7-21　基础简图

2）基础计算

（1）基础几何物理量计算见表1-7-14。

基础几何物理量计算表　　表 1-7-14

单元质量名称	单元质量尺寸（m）			单元质量值（t）	单元质量质心座标（m）			单元质量对X、Y、Z轴静力矩（t·m）		
	a_x	a_y	a_z	$m_i=2.5a_x\cdot a_y\cdot a_z$	X_i	Y_i	Z_i	m_iX_i	m_iY_i	m_iZ_i
破碎机				16.9	1.85	1.40	5.40	31.27	23.66	91.26
电动机				1.20	3.20	0.50	4.46	3.84	0.60	5.35
1	3.70	3.80	3.80	133.57	1.85	1.90	1.90	247.10	253.78	253.78
2	-2.50	-3.80	-2.40	-57	1.85	1.90	1.90	-105.45	-108.30	-108.30
3	-0.70	-1.60	-0.70	-1.96	1.85	1.90	3.45	-3.63	-3.72	-6.76
总　计				92.71				173.13	166.02	235.33

续表

单元质量名称	单元质量对通过基组质心在 X_0、Y_0、Z_0 轴线座标(m)			单元质量对通过其质心的质量惯性矩 (t·m²)			单元质量对通过基组总质心的质量惯性矩 (t·m²)		
	X_{0i}	Y_{0i}	Z_{0i}	I_{mxi}	I_{myi}	I_{mzi}	I_{mxi}	I_{myi}	I_{mzi}
				$\frac{m_i}{12}(a_y^2+a_z^2)$	$\frac{m_i}{12}(a_x^2+a_z^2)$	$\frac{m_i}{12}(a_x^2+a_y^2)$	$m_i(Y_{0i}^2+Z_{0i}^2)$	$m_i(X_{0i}^2+Z_{0i}^2)$	$m_i(X_{0i}^2+Y_{0i}^2)$
破碎机	0.02	0.39	2.86				140.58	138.03	2.55
电动机	1.33	1.29	1.92				6.30	6.43	4.04
1	0.02	0.11	0.64	321.46	313.11	313.11	56.31	54.78	1.66
2	0.02	0.11	0.64	−95.95	−57.05	−98.28	−24.03	−23.34	−0.72
3	0.02	0.11	0.91	−0.50	−0.16	−0.50	−1.65	−1.63	−0.02
总 计				225.01	255.90	214.33	174.27		7.51

（2）静力计算见表1-7-15。

（3）动力计算见表1-7-16。

2. 旋回破碎机基础计算

1）设计资料

（1）机器型号及有关技术数据：

破碎机为SP-900/150液压旋回式，质量$Q=164$t，电动机质量$Q_2=1.85$t，破碎机与电动机置于同一基础。破碎机主轴转数$n=125r/min$，水平扰力$P_x=49.05$kN，扰力作用点距基础顶面为2.3m，电动机扰力不计，电动机主轴至基础顶面为0.87m。

（2）被破碎的物料的普氏坚固系数$f=12$，在进行强度验算时扰力放大系数$\eta=4$。

（3）地基为无地下水的闪长岩，对水泥和金属均无侵蚀，容许承载力$[R]=981kN/m^2$。

（4）基础尺寸见图1-7-22，基础深4.1m。

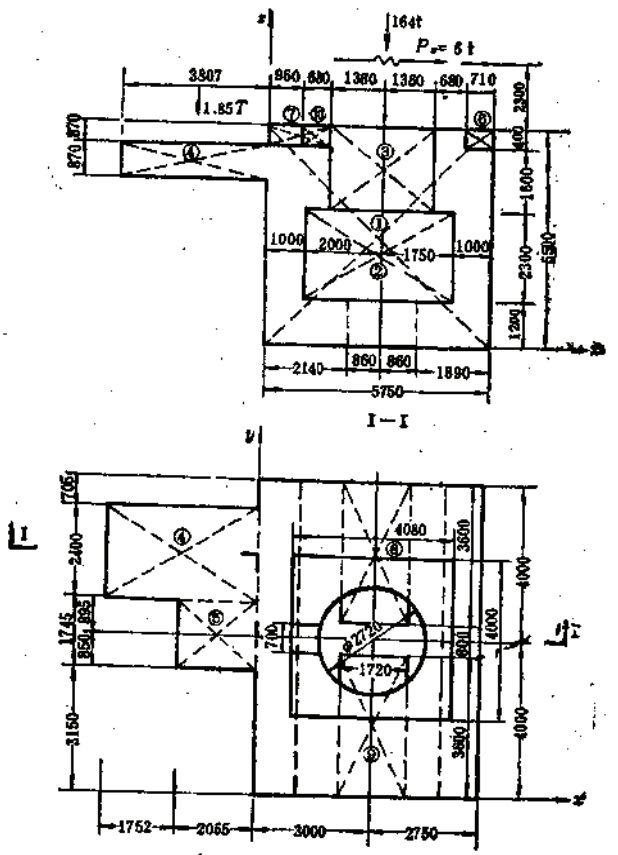


图 1-7-22 基础外形尺寸

静 力 计 算 表　　表 1-7-15

序号	计算内容	计算公式	计算结果	备　注
1	2	3	4	5
1	基础底面积(m^2)	$F=a_x \cdot a_y$	$F=3.7\times3.8=14.06$	
2	基底形心(m)	$\bar{X}_0=\frac{a_x}{2}$ $\bar{Y}_0=\frac{a_y}{2}$	$\bar{X}_0=\frac{3.7}{2}=1.85$ $\bar{Y}_0=\frac{3.8}{2}=1.90$	
3	基组总质量(t)	$m=\Sigma m_i$	$m=\Sigma m_i=92.71$	见基础几何物理量计算表1-7-14计算结果
4	基组总重力(kN)	$W=\Sigma m_i\times9.80665$	$W=92.71\times9.80665=909.17$	
5	基组总质心(m)	$X_0=\frac{\Sigma m_i X_i}{\Sigma m_i}$ $Y_0=\frac{\Sigma m_i Y_i}{\Sigma m_i}$ $Z_0=\frac{\Sigma m_i Z_i}{\Sigma m_i}$	$X_0=\frac{173.13}{92.71}=1.87$ $Y_0=\frac{166.02}{92.71}=1.79$ $Z_0=\frac{235.33}{92.71}=2.54$	见基础几何物理量计算表1-7-14计算结果
6	基组总质心与基底形心偏心值计算	$\frac{e_x}{a_x}=\left\|\frac{\bar{X}_0-\bar{X}_0}{a_x}\right\|\times100\%$ $\frac{e_y}{a_y}=\left\|\frac{\bar{Y}_0-Y_0}{a_y}\right\|\times100\%$	$\frac{e_x}{a_x}=\left\|\frac{1.85-1.87}{3.7}\right\|\times100\%$ $=0.54\%<3\%\cdot a_x$ $\frac{e_y}{a_y}=\left\|\frac{1.90-1.79}{3.8}\right\|\times100\%$ $=2.89\%<3\%\cdot a_y$	
7	基底惯性矩(m^4)	$I_x=\frac{1}{12}a_x\cdot a_y^3$ $I_y=\frac{1}{12}a_y\cdot a_x^3$	$I_x=\frac{1}{12}\times3.7\times3.8^3=16.92$ $I_y=\frac{1}{12}\times3.8\times3.7^3=16.04$	
8	地基强度验算(kN/m^2)	$M=P_x\cdot H\cdot\mu\because f=12\therefore\mu=4$ $P_{\substack{max\\min}}=\frac{W}{F}\pm\frac{M\cdot a_l}{I_l}$	$M=10.79\times5.4\times4=233.06$ $P_{max}=\frac{909.17}{14.06}+\frac{233.06\times1.9}{16.92}$ $=90.83<[R]=981$ $P_{min}=\frac{909.17}{14.06}-\frac{233.06\times1.9}{16.92}$ $=38.49<[R]=981$	
9	基组质量惯性矩($t\cdot m^2$)	$I_{mx}=I_{mx1}+I_{mx2}$ $I_{my}=I_{my1}+I_{my2}$	$I_{mx}=225.01+177.51=402.52$ $I_{my}=255.90+174.27=430.17$	

动 力 计 算 表 表 1-7-16

序号	计算内容	计算公式	计 算 结 果	备 注
1	2	3	4	5
1	地基刚度系数 (kN/m³)	c_z $c_x=0.7c_z$ $c_\varphi=2.15c_z$	$c_z=172600$ $c_x=0.7\times172600=120820$ $c_\varphi=2.15\times172600=371090$	查表1-7-2
2	地基刚度系数底面积修正系数	$\sqrt[8]{\frac{20}{F}}$	$\sqrt[8]{\frac{20}{14.06}}=1.125$	$F<20\text{m}^2$
3	面积修正后的地基刚度系数 (kN/m³)	$c_z'=1.125c_z$ $c_x'=1.125c_x$ $c_\varphi'=1.125c_\varphi$	$c_z'=1.125\times172600=194180$ $c_x'=1.125\times120820=135920$ $c_\varphi'=1.125\times371090=417480$	
4	地基刚度	$k_z=c_z'\cdot F$ $k_x=c_x'\cdot F$ $k_\varphi=c_\varphi'\cdot I_x$	$k_z=194180\times14.06=2730000$ $k_x=135920\times14.06=1911000$ $k_\varphi=417480\times16.92=7064000$	
5	基础埋深比	$\delta_b=\frac{h_t}{\sqrt{F}}$	$\delta_b=\frac{3.1}{\sqrt{14.06}}=0.827$ 取$\delta_b=0.6$计算	
6	埋深比折减系数	$\xi=\left(1-\frac{F_k}{F_{\delta H}}\right)$	$\xi=\left(1-\frac{2.5\times2.4}{3.1\times3.7}\right)=0.477$ $\delta_b'=\xi\cdot\delta_b=0.477\times0.6=0.286$	F_k为侧面孔洞面积 $F_{H\delta}$为侧面全面积
7	回填物对地基刚度提高系数	$\alpha_z=(1+0.4\delta_b')^2$ $\alpha_{x\varphi}=(1+1.2\delta_b')^2$	$\alpha_z=(1+0.4\times0.286)^2=1.24$ $\alpha_{x\varphi}=(1+1.2\times0.286)^2=1.80$	
8	地坪对地基刚度提高系数	α_1	$\alpha_1=1.3$	
9	修正后地基刚度	$k_z'=\alpha_z\cdot K_z$ $k_x'=\alpha_1\cdot\alpha_{x\varphi}\cdot K_x$ $K_\varphi'=\alpha_1\cdot\alpha_{x\varphi}\cdot K_\varphi$	$K_z'=1.24\times27.3\times10^5=33.85\times10^5$ $K_x'=1.3\times1.8\times19.11\times10^5=44.72\times10^5$ $K_\varphi'=1.3\times1.8\times70.64\times10^5=165.3\times10^5$	
10	基组自振频率 水平耦合自振频率	垂直向$\lambda_z=\sqrt{\frac{K'_z}{m}}$ 水平向$\lambda_x=\sqrt{\frac{K_x}{m}}$ 回转向 $\lambda_\varphi=\sqrt{\frac{K_\varphi'+K_x'\cdot h_2^2}{I_{mx}}}$ $\lambda_{1^2,2}=\frac{1}{2}\left[(\lambda_x^2+\lambda_\varphi^2)\pm\sqrt{(\lambda_x^2-\lambda_\varphi^2)^2+\frac{4mh_2^2}{I_{mx}}\cdot\lambda_x^4}\right]$	$\lambda_z=\sqrt{\frac{33.85\times10^5}{92.71}}=191$, $\lambda_z^2=36512$ $\lambda_x=\sqrt{\frac{44.72\times10^5}{92.71}}=220$, $\lambda_x^2=48400$ $\lambda_\varphi=\sqrt{\frac{165.3\times10^6+44.72\times10^5\times2.54^2}{402.52}}$ $=336$, $\lambda_\varphi^2=112900$ $\lambda_{1^2,2}=\frac{1}{2}[(48400+112900)\pm$ $\pm\sqrt{(48400-112900)^2+\frac{4\times92.71\times2.54^2}{402.52}\times}$ $\times48400^2$ $=13412$ $=147889$ $\lambda_1=156$, $\lambda_2=385$	
11	机器扰频	$\omega=0.105n$	$\omega=0.105\times250=26.25$	

续表

序号	计算内容	计算公式	计　算　结　果	备　注
1	2	3	4	5
12	频率比	$\frac{\omega}{\lambda_i}$	$\frac{\omega}{\lambda_z}=26.25/191=0.137<0.75$ $\frac{\omega}{\lambda_1}=26.25/156=0.168<0.75$ $\frac{\omega}{\lambda_2}=26.25/386=0.068<0.9$	不考虑阻尼
13	动力系数	$\eta_i=\frac{1}{1-\frac{\omega^2}{\lambda_i^2}}$	$\eta_z=\frac{1}{1-(0.137)^2}=1.019$ $\eta_1=\frac{1}{1-(0.168)^2}=1.029$ $\eta_2=\frac{1}{1-(0.068)^2}=1.004$	
14	当量回转半径(m)	$\rho_1=\frac{\lambda_x^2h_2}{\lambda_x^2-\lambda_1^2}$ $\rho_2=\frac{\lambda_x^2h_2}{\lambda_2^2-\lambda_x^2}$	$\rho_1=\frac{48400\times2.54}{48400-13412}=3.514$ $\rho_2=\frac{48400\times2.54}{147889-48400}=1.236$	
15	当量质量惯性矩(t·m²)	$I_{mi}=I_{mx}+m\rho_i^2$	$I_{m1}=402.52+92.71\times3.514^2=1547$ $I_{m2}=402.52+92.71\times1.236=544$	
16	当量抗弯刚度	$K_{\varphi i}=I_{mi}\lambda_i^2$	$K_{\varphi1}=1547\times13412=20.75\times10^6$ $K_{\varphi2}=544\times147889=80.45\times10^6$	
17	水平振幅(m) 垂直振幅	$A_{x\varphi}=\frac{P_x(h_2+\rho_1)}{K_{\varphi1}}+\frac{(h_1+\rho_1)\eta_1}{K_{\varphi1}}+\frac{P_x(h_2-\rho_2)}{K_{\varphi2}}\times\frac{(h_1-\rho_2)\eta_2}{K_{\varphi2}}$	$A_{x\varphi}=10.79\times\left[\frac{(2.86+3.514)(1.26+3.514)}{20.75\times10^6}\times1.029+\frac{(2.86-1.236)(1.26-1.236)}{80.45\times10^6}\times1.004\right]=16.3\times10^{-6}=0.0163\text{ mm}$ 略(一般不起控制作)	满足要求

（5）基础采用混凝土强度等级为C15，构造钢筋采用Ⅰ级钢筋，计算所需钢筋为Ⅱ级钢筋。

（6）破碎机基础座落在下部贮矿仓的顶部，破碎后的矿口进入贮仓。

2）基础计算

（1）基组几何物理量计算见表1-7-17。

（2）静力计算见表1-7-18。

（3）动力计算见表1-7-19。

3．框架式基础

1）设计资料

（1）设备类型及有关数据：

选用PYBφ2200型弹簧式圆锥破碎机，破碎机与电动机共置同一基础，基础轮廓尺寸见图1-7-23。破碎机质量为$Q_1=80.7$t，电动机质量为$Q_2=4.8$t，破碎机水平扰力值$Px=71.59$kN，扰力作用点距基顶为1.8m，电动机主轴至基础顶面距离为0.2m，破碎机主轴转数n＝220r/min。

（2）破碎物料的普氏坚固系数$f=9$，当进行强度验算时，取$\mu=3$。

基组几何物理量计算表

表 1-7-17

单元质量名称	单元质量尺寸 (m) a_X	a_Y	a_Z	单元质量 (t) $m_i=2.4a_Xa_Ya_Z$	单元质量质心座标 (m) X_i	Y_i	Z_i	单元质量对X、Y、Z轴的静力矩 (t·m) m_iX_i	m_iY_i	m_iZ_i	单元质量通过质心Y轴质量惯性矩 (t·m²) $\frac{m_i}{12}(a_X^2+a_Z^2)$	单元质量通过基组质心在X_O、Z_O轴线座标 (m) X_O	Z_O	单元质量通过总质心Y轴惯性矩 (t·m²) $m_i(X_O^2+Z_O^2)$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
破碎机				164	3.0	4.0	7.8	492	656	1279.2		0.38	3.35	1864.2
电动机				1.85	-1.9	6.095	5.97	-3.52	11.28	11.04		4.52	1.52	42.1
1	5.75	8.0	5.5	607.2	2.875	4.0	2.75	1745.7	2428.8	1669.8	3203.6	0.255	1.7	1794.3
2	3.75	8.0	2.3	-165.6	2.875	4.0	2.35	-476.1	-662.4	-389.2	-267.1	0.255	2.1	-741.1
3	$1.36^2\pi=5.80$	—	2.0	-27.84	3.0	4.0	4.5	-83.5	-111.4	-125.3	-87.3	0.38	0.05	-4.1
4	3.807	2.4	0.87	19.08	-1.904	6.095	4.665	-36.3	116.3	89	24.2	4.524	0.215	391.4
5	2.055	1.745	0.87	7.49	-1.028	4.023	4.665	-7.7	30.1	34.9	3.1	3.648	0.215	100.0
6	0.71	8.0	0.4	-5.45	5.495	4.0	5.3	-29.9	-21.8	-28.9	-0.9	2.875	0.85	-49.0
7	1.64	8.0	0.4	-12.6	0.82	4.0	5.3	-10.3	-50.4	-66.8	3	1.8	0.85	-49.9
8	1.72	3.6	1.2	-17.75	3.0	6.2	0.6	-53.3	-110.1	-10.7	-6.5	0.38	3.85	-265.7
9	1.72	3.6	1.2	-17.75	3.0	1.8	0.6	-53.3	-32.0	-10.7	-6.5	0.38	3.85	-265.7
10	0.68	0.7	0.4	-0.46	1.3	4.0	5.3	-0.6	-1.8	-2.4	-0.02	1.32	0.85	-1.1
合计				552.17				1483.18	2252.58	2449.94	2860.18			2815.4

静力计算表　　表 1-7-18

序号	计算内容	计算公式	计算结果	备注
1	2	3	4	5
1	基础底面积(m^2)	$F=a_X \cdot a_Y$	$F=8\times5.75-2\times3.6\times1.72=33.616$	
2	基底形心(m)	$\bar{X}_O=\frac{1}{2}a_X$ $\bar{Y}_O=\frac{1}{2}a_Y$	$\bar{X}_O=\frac{5.75}{2}=2.875$ $\bar{Y}_O=\frac{8}{2}=4$	
3	基组总质量(t)	$m=\Sigma m_i$	$m=\Sigma m_i=552.17$	见表1-7-17计算
4	基组总重力(kN)	$W=\Sigma m_i g$	$W=552.17\times9.81=5416.79$	
5	基组总质心座标 (m)	$X_O=\frac{\Sigma m_i X_i}{\Sigma m_i}$ $Y_O=\frac{\Sigma m_i Y_i}{\Sigma m_i}$ $Z_O=\frac{\Sigma m_i Z_i}{\Sigma m_i}$	$X_O=\frac{1483.18}{552.17}=2.69$ $Y_O=\frac{2252.58}{552.17}=4.08$ $Z_O=\frac{2449.94}{552.17}=4.45$	见表1-7-17计算
6	基组总质心与基底形心偏心值百分比	$\frac{e_X}{a_X}=\left\|\frac{\bar{X}_O-X_O}{a_X}\right\|\times100\%$ $\frac{e_Y}{a_Y}=\left\|\frac{\bar{Y}_O-Y_O}{a_Y}\right\|\times100\%$	$\frac{e_X}{a_X}=\left\|\frac{2.875-2.69}{5.75}\right\|\times100\%=3.22\%<5\%$ $\frac{e_Y}{a_Y}=\left\|\frac{4-4.08}{8}\right\|\times100\%=1\%<5\%$	
7	基础底面惯性矩 (m^4)	$I_X=\frac{a_Y \cdot a_Y^3}{12}$ $I_Y=\frac{a_Y \cdot a_X^3}{12}$	$I_X=\frac{5.75\times8^3}{12}=245.53$ $I_Y=\frac{8\times5.75^3}{12}=126.74$	
8	地基强度验算 (kN/m^2)	$M=P_X \cdot H \cdot \eta$ $P_{\max\atop\min}=\frac{W}{F}\pm\frac{M \cdot a_f}{I_f}$ $a_f=\frac{1}{2}a_Y$	$M=49.05\times7.8\times4=1530.4$ $P_{\max}=\frac{5416.79}{33.616}+\frac{1530.4\times4}{245.53}$ $=186.09<[R]=981$ $P_{\min}=\frac{5416.79}{33.616}-\frac{1530.4\times4}{245.53}$ $=136.19<[R]=981$	满足要求
	基组质量对Y轴惯性矩 ($t \cdot m^2$)	$I_{mY}=\frac{\Sigma m_i}{12}(a_X^2+a_Z^2)$ $+\Sigma m_i(X_O^2+Z_O^2)$	$I_{mY}=2830.18+2815.4=5675.58$	见表1-7-17计算

动力计算表　　表 1-7-19

序号	计算内容	计算公式	计算结果	备注
1	2	3	4	5
1	地基刚度系数 (kN/m^3)	c_Z $c_X=0.7c_Z$ $c_\varphi=2.15c_Z$	$c_Z=172600$ $c_X=0.7\times172600=120820$ $c_\varphi=2.15\times172600=371090$	$[R]=981$ kN/m^2 查表1-7-2

续表

序号	计算内容	计算公式	计算结果	备注
1	2	3	4	5
2	地基刚度	$k_Z = C_Z \cdot F$ $k_X = C_X \cdot F$ $k_\varphi = C_\varphi \cdot I_X$	$k_Z = 172600 \times 33.616 = 58.02 \times 10^5$ $k_X = 120820 \times 33.616 = 40.61 \times 10^5$ $k_\varphi = 371090 \times 245.33 = 910.4 \times 10^5$	
3	基础埋深比	$\delta_b = \frac{h_f}{\sqrt{F}}$	$\delta_b = \frac{4.63}{\sqrt{33.616}} = 0.8$ 取$\delta_b = 0.6$	
4	埋深比折减系数	$\xi = \left(1 - \frac{F_k}{F_{\delta H}}\right)$	$\xi = \left(1 - \frac{2.3 \times 3.75}{4.63 \times 5.75}\right) = 0.676$ $\delta_b' = \xi \cdot \delta_b = 0.676 \times 0.6 = 0.406$	F_k为侧面孔洞面积 $F_{\delta H}$为侧面全面积
5	回填物对地基刚度提高系数	$\alpha_Z = (1 + 0.4\delta'_b)^2$ $\alpha_{X\varphi} = (1 + 1.2\delta'_b)^2$	$\alpha_Z = (1 + 0.4 \times 0.406)^2 = 1.35$ $\alpha_{X\varphi} = (1 + 0.406 \times 1.2)^2 = 2.21$	
6	修坪对地基刚度提高系数	α_1	$\alpha_1 = 1.3$	
7	修正地基刚度	$k'_Z = \alpha_Z \cdot k_Z$ $k'_X = \alpha_1 \cdot \alpha_{X\varphi} \cdot k_X$ $k'_\varphi = \alpha_1 \cdot \alpha_{X\varphi} \cdot k_\varphi$	$k_Z' = 1.35 \times 58.02 \times 10^5 = 7.83 \times 10^5$ $k_X' = 1.3 \times 2.21 \times 40.61 \times 10^5 = 11.67 \times 10^5$ $k_\varphi' = 1.3 \times 2.21 \times 910.4 \times 10^5 = 261.56 \times 10^5$	
8	基组自振频率	垂直向为：$\lambda_Z = \sqrt{\frac{k'_Z}{m}}$ 水平向为：$\lambda_X = \sqrt{\frac{k'_X}{m}}$ 回转向为 $\lambda_\varphi = \sqrt{\frac{k'_\varphi + k'_X \cdot h_Z^2}{I_m}}$	$\lambda_Z = \sqrt{\frac{7.83 \times 10^5}{552.17}} = 119.08$，$\lambda_Z^2 = 14180$ $\lambda_X = \sqrt{\frac{11.67 \times 10^5}{552.17}} = 145.38$，$\lambda_X^2 = 21135$ $\lambda_\varphi = \sqrt{\frac{261.56 \times 10^5 + 11.67 \times 10^5 \times 4.45^2}{5675.58}}$ $= 294.62$ $\lambda_\varphi^2 = 86803$，	$h_z = Z_O = 4.45$
9	水平耦合自振频率	$\lambda^2_{1,2} = \frac{1}{2}(\lambda_X^2 + \lambda_\varphi^2) \pm \sqrt{(\lambda_X^2 - \lambda_\varphi^2)^2 + \frac{4m\lambda_2^2\lambda_X^2}{I_m}}$	$\lambda^2_{1,2} = \frac{1}{2}(21135 + 86803) \pm \sqrt{(21135 - 86803)^2 + \frac{4 \times 552.17 \times 4.45^2 \times 21135}{5675.58}}$ $= \frac{9939}{97999}$ $\lambda_1 = 99.7$ $\lambda_2 = 315$	
10	机械扰频	$\omega = 0.105n$	$\omega = 0.105 \times 125 = 13.13$	
11	频率比	$\frac{\omega}{\lambda_i}$	$\frac{\omega}{\lambda_Z} = \frac{13.13}{119.08} = 0.11 < 0.75$ $\frac{\omega}{\lambda_1} = \frac{13.13}{99.7} = 0.132 < 0.75$ $\frac{\omega}{\lambda_2} = \frac{13.13}{313} = 0.042 < 0.9$	不考虑阻尼
12	动力系数	$\eta_i = \frac{1}{1 - \left(\frac{\omega}{\lambda_i}\right)^2}$	$\eta_Z = \frac{1}{1 - 0.11^2} = 1.012$ $\eta_1 = \frac{1}{1 - 0.132^2} = 1.018$	

续表

序号	计算内容	计算公式	计算结果	备注
1	2	3	4	5
12	动力系数	$\eta_t=\dfrac{1}{1-\left(\dfrac{\omega}{\lambda_t}\right)^2}$	$\eta_2=\dfrac{1}{1-0.042^2}=1.002$	
13	当量回转半径 (m)	$\rho_1=\dfrac{\lambda_X^2\cdot h_2}{\lambda_X^2-\lambda_1^2}$ $\rho^2=\dfrac{\lambda_X^2\cdot h_3}{\lambda_2^2-\lambda_X^2}$	$\rho_1=\dfrac{21135\times4.45}{21135-9939}=8.40$ $\rho_2=\dfrac{21135\times4.45}{97999-21135}=1.224$	
14	当量质量惯性矩 (t·m²)	$I_{mt}=I_{my}+m\rho_t^2$	$I_{m1}=5675.58+552.17\times8.4^2=44637$ $I_{m2}=5675.58+552.17\times1.224^2=6503$	
15	当量抗弯刚度	$K_{\varphi t}=I_{mt}\cdot\lambda^2_t$	$K_{\varphi1}=44637\times9939=4.44\times10^8$ $K_{\varphi2}=6503\times97999=6.37\times10^8$	
16	水平振幅	$A_{X\varphi}=\dfrac{P_X(h_3+\rho_1)(h_1+\rho_1)}{K_{\varphi1}}\eta_1+\dfrac{P_X(h_3-\rho_2)(h_1-\rho_2)}{K_{\varphi2}}\eta_2$	$A_{X\varphi}=\dfrac{49.05\times(3.35+8.4)(1.05+8.4)\times1.018}{4.44\times10^8}+\dfrac{49.05\times(3.35-1.224)(1.05-1.224)\times1.002}{6.37\times10^8}$ $=1246\times10^{-5}$m $=0.01246$mm<0.25mm　满足要求	$h_1=H-h_3=5.5-4.45=1.05$ $h_2=Z_0=4.45$ $h_3=h_1+2.3=3.35$

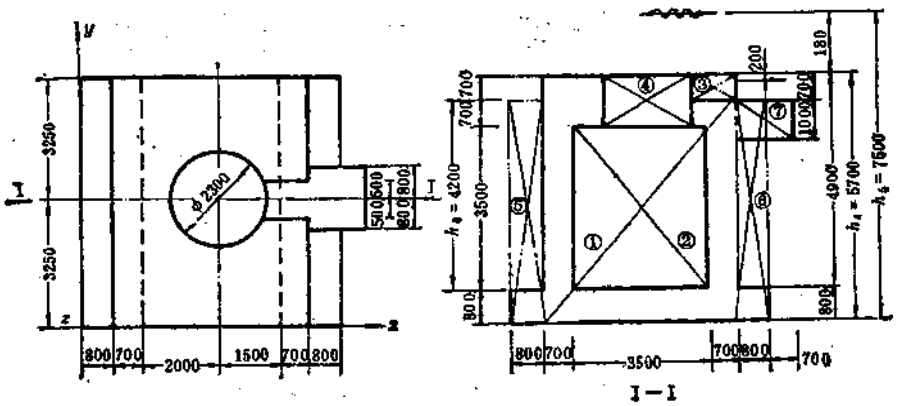


图 1-7-23　基础外形尺寸

（3）地基为碳质板岩，允许承载力$[R]=588\text{kN/m}^2$，无地下水，基础埋深为5m，两面回填原岩碴，另两面与皮带巷道相通，基础周围地面一般，不考虑地面对地基刚度的提高。

（4）动力计算时，水平扰力P_X与墙长向垂直，按框架式基础计算。

（5）材料：选用混凝土强度等级$C20$，弹性模量$E_c=2.6\times10^5$。

2）基础计算

（1）基础几何物理量计算见表1-7-20。

（2）静力计算见表1-7-21。

（3）动力计算见表1-7-22。

基组几何物理量计算表 表 1-7-20

单元质量	单元质量尺寸 (m)			单元质量值 (t)	单元质量质心座标			单元质量对X、Y、Z轴静力矩 (t·m)		
名称	a_x	a_y	a_z	$m_i=2.5a_xa_ya_z$	X_i	Y_i	Z_i	m_iX_i	m_iY_i	m_iZ_i
破碎机				80.70	3.5	3.25	7.5	282.45	262.28	605.25
电动机				4.80	6.45	3.25	5.2	30.96	15.60	24.96
1	4.9	6.5	5.7	453.86	3.25	3.25	2.85	1475.05	1475.05	1293.50
2	−3.5	−6.5	−3.5	−199.06	3.25	3.25	2.55	−646.95	−646.95	−507.60
3	−1.05	−1.0	−0.7	−1.84	5.175	3.25	5.35	−9.52	−5.98	−9.84
4	−φ2.3	−φ2.3	−1.4	−14.54	3.5	3.25	5.0	−50.89	−47.26	−72.70
5	0.8	6.5	5	46.8	0.4	3.25	2.5	18.72	152.1	117
6	0.8	6.5	5	46.8	6.1	3.25	2.5	285.48	152.1	117
7	0.7	1.6	1.0	2.8	6.85	3.25	4.5	19.18	9.10	12.60
合计				420.32				1404.48	1366.04	1580.17

静力计算表 表 1-7-21

序号	计算内容	计算公式	计算结果	备注
1	基础底面积(m²)	$F=a_xa_y$	$F=6.5\times6.5=42.25$	图1-7-23
2	基底形心座标 (m)	$\bar{X}_0=\frac{a_x}{2}$ $\bar{Y}_0=\frac{a_y}{2}$	$\bar{X}_0=\frac{1}{2}\times6.5=3.25$ $\bar{Y}_0=\frac{1}{2}\times6.5=3.25$	
3	基组总质量 (t)	$m=\Sigma m_i$	$m=420.32$	见表1-7-20
4	基组总重力(kN)	$W=9.81m$	$W=9.81\times420.32=4123.34$	
5	基组总质心 (m)	$X_0=\frac{\Sigma m_iX_i}{\Sigma m_i}$ $Y_0=\frac{\Sigma m_iY_i}{\Sigma m_i}$ $Z_0=\frac{\Sigma m_iZ_i}{\Sigma m_i}$	$X_0=\frac{1404.48}{420.32}=3.34$ $Y_0=\frac{1366.04}{420.32}=3.25$ $Z_0=\frac{1580.17}{420.32}=3.76$	见表1-7-20
6	基组总质心与基底形心偏心值之比	$\frac{e_x}{a_x}=\left\lvert\frac{\bar{X}_0-X_0}{a_x}\right\rvert\times100\%$ $\frac{e_y}{a_y}=\left\lvert\frac{\bar{Y}_0-Y_0}{a_y}\right\rvert\times100\%$	$\frac{e_x}{a_x}=\left\lvert\frac{3.25-3.37}{6.5}\right\rvert\times100\%=1.85\%$ $\frac{e_y}{a_y}=\left\lvert\frac{3.25-3.25}{6.5}\right\rvert\times100\%=0$	满足5%要求
7	基底惯性矩(m⁴)	$I_x=I_y=\frac{a_xa_y^3}{12}$	$I_x=I_y=\frac{(6.5)^4}{12}=148.76$	
8	弯矩计算 (kN·m)	$M=P_xH\mu$	$M=71.59\times7.5\times3=1610.78$	
9	地基强度验算 (kN/m²)	$P_{\substack{max\\min}}=\frac{W}{F}\pm\frac{Ma_1}{I_t}$	$P_{\substack{max\\min}}=\frac{4123.34}{42.25}\pm\frac{1610.78\times3.25}{148.76}$ $=\frac{132.78}{62.4}<[R]$	满足要求

动力计算表　　表 1-7-22

序号	计算内容	计算公式	计算结果	备注
1	2	3	4	5
1	地基刚度系数 (kN/m³)	c_z查表1-7-2 $c_x=0.7c_z$ $c_\varphi=2.15c_z$	$c_z=100000$ $c_x=0.7\times100000=70000$ $c_\varphi=2.15\times100000=215000$	$[R]=588\text{kN/m}^2$
2	天然地基刚度	$k_z=c_z\cdot F$ $k_x=c_x\cdot F$ $k_\varphi=c_\varphi\cdot I$	$k_z=100000\times42.25=422.5\times10^4$ $k_x=70000\times42.25=295.75\times10^4$ $k_\varphi=215000\times148.76=3198.34\times10^4$	
3	埋深比	$\delta_b=\frac{h_t}{\sqrt{F}}$	$\delta_b=5/\sqrt{42.25}=0.77>0.6$选用0.6	
4	埋深比折减	$\xi=1-\frac{F_k}{F_{\delta H}}$	$\xi=1-\frac{3.5\times3.5}{0.8\times6.5+4.9\times4.2}=0.525$	
5	回填物刚度提高系数	$\delta_b'=\xi\delta_b$ $\alpha_z=(1+0.4\delta'_b)^2$ $\alpha_{x\varphi}=(1+1.2\delta'_b)^2$	$\delta'_b=0.525\times0.6=0.315$ $\alpha_z=(1+0.4\times0.315)^2=1.27$ $\alpha_{x\varphi}=(1+1.2\times0.315)^2=1.90$	
6	修正后地基刚度	$k'_z=\alpha_z\cdot k_z$ $k'_x=\alpha_{x\varphi}\cdot k_x$ $k'_\varphi=\alpha_{x\varphi}\cdot k_\varphi$	$k'_z=422.5\times10^4\times1.27=536.56\times10^4$ $k'_x=295.75\times10^4\times1.9=561.93\times10^4$ $k'_\varphi=3198.34\times10^4\times1.9=6076.85\times10^4$	
7	基础顶板及机器质量	破碎机 电动机 基础顶板 $m_p=\Sigma m_i$	80.7 4.8 $4.9\times6.5\times1.4\times2.5=111.5$ $m_p=197$	近似计算（不扣孔洞及墙重）
8	横向框架刚度 (kN/m²)	$I_h=\frac{1}{12}2lgb^3$ $k_p=\sum_{i=1}^{n}\frac{12E_hI_h}{h_b^3}$	$I_h=\frac{1}{12}\times6.5\times0.7\times2=0.37$ $k_p=\frac{12\times2.55\times10^7\times0.37}{4.2^3}=1.53\times10^6$	$E_h=2.55\times10^7$ kN/m² b 为墙厚
9	机器主轴频率 rad/s	$\omega=0.105n$	$\omega=0.105\times220=23.1$ $\omega^2=533.6$	
10	框架自振频率	$\lambda_x^2=\frac{1}{m_p\left(\frac{1}{k_p}+\frac{1}{k_x}+\frac{h_b^2}{k_\varphi}\right)}$	$\lambda_x^2=\frac{1}{197\times\left(\frac{1}{1.53\times10^6}+\frac{1}{5.62\times10^6}+\frac{5.7^2}{60.77\times10^6}\right)}=3715$ $\lambda_x=60.95$	
11	动力系数	$\eta_g=\frac{1}{\sqrt{\left(1-\frac{\omega^2}{\lambda_x^2}\right)^2+\frac{1}{64}\cdot\frac{\omega^2}{\lambda_x^2}}}$	$\eta_g=\frac{1}{\sqrt{\left(1-\frac{533.6}{3715}\right)^2+\frac{1}{64}\times\frac{533.6}{3715}}}=1.17$	
12	基础与地基柔度	$\frac{1}{k_g}=\frac{1}{k_p}+\frac{1}{k_x}+\frac{h_xh_b}{k_\varphi}$	$k_g=\frac{1}{1.53\times10^6}+\frac{1}{5.62\times10^6}+\frac{5.7\times7.5}{60.77\times10^5}=1.54\times10^{-6}$	
13	基顶水平振幅	$A_{x\varphi}=P_x\eta_g\frac{1}{k_g}$	$A_{x\varphi}=71.59\times1.17\times1.54\times10^{-6}=128.99\text{m}$ 即$A_{x\varphi}=0.12899\text{mm}<0.25$	满足要求

7.3 板式给矿机基础

7.3.1 基础设计所需资料

板式给矿机基础设计时除必须取得7.1.1所述各项资料外，尚应取得以下补充资料。

（1）板式给矿机受矿方式、受矿仓的形式及几何尺寸，溜口的位置、形状和尺寸图。

（2）被输送的矿石重度，平均块度及矿石的内摩擦角。

（3）板式给矿机底座、电动机及减速机的轮廓尺寸及相互关系图。

（4）板式给矿机基础在硐室内的座标位置及与其它工程构筑物和设备基础的关系尺寸。

（5）板式给矿机链板上矿层的厚度和矿层自重。

7.3.2 设计的一般规定

板式给矿机基础设计除遵守7.1.2设备基础设计的一般规定外，还应遵守下列有关规定。

（1）机式给矿机基础采用钢筋混凝土结构，其形式一般为墙式、框架式和柱式基础。

（2）基础各结构物按标准荷载进行强度和稳定性验算。

（3）基础各构件的强度计算，其荷载除包括构件、设备自重、链板上矿层重外，尚应考虑链板上矿仓的矿柱压力及其它特殊荷载。

（4）板式给矿机基础一般与电动机和减速机基础分开，在有条件的情况下可布置在同一基础上。

（5）基础结构设计时，应尽量使其布置合理、结构简单、受力明确，基础的梁、柱布置应尽可能对称于板式给矿机中心线，荷载应尽量布置在构件的中心线上，以避免或减少扭力。

（6）板式给矿机基础的布置不应与建筑物基础和其它设备基础相连，并留有变形缝，变形缝宽度一般为30～50mm。

7.3.3 荷载计算

在设计板式给矿机基础时，荷载组合见第一章，荷载种类应按下面考虑。

（1）板式给矿机各部分的自重。

（2）板式给矿机链板上矿层自重。

（3）松散矿石在矿仓溜口处链板上面的矿柱压力计算见第四章溜井。

7.3.4 基础结构选型

板式给矿机基础形式的确定应根据生产工艺要求、硐室结构地下部分配置情况、工程地质、施工要求、检修和维护方便等综合各种因素来考虑。

目前国内坑内矿采用的板式给矿机基础形式为框架式、墙式和柱式三种，见图1-7-24。

墙式基础结构几何尺寸可参考表1-7-8来确定，框架式基础和柱式基础结构尺寸可按

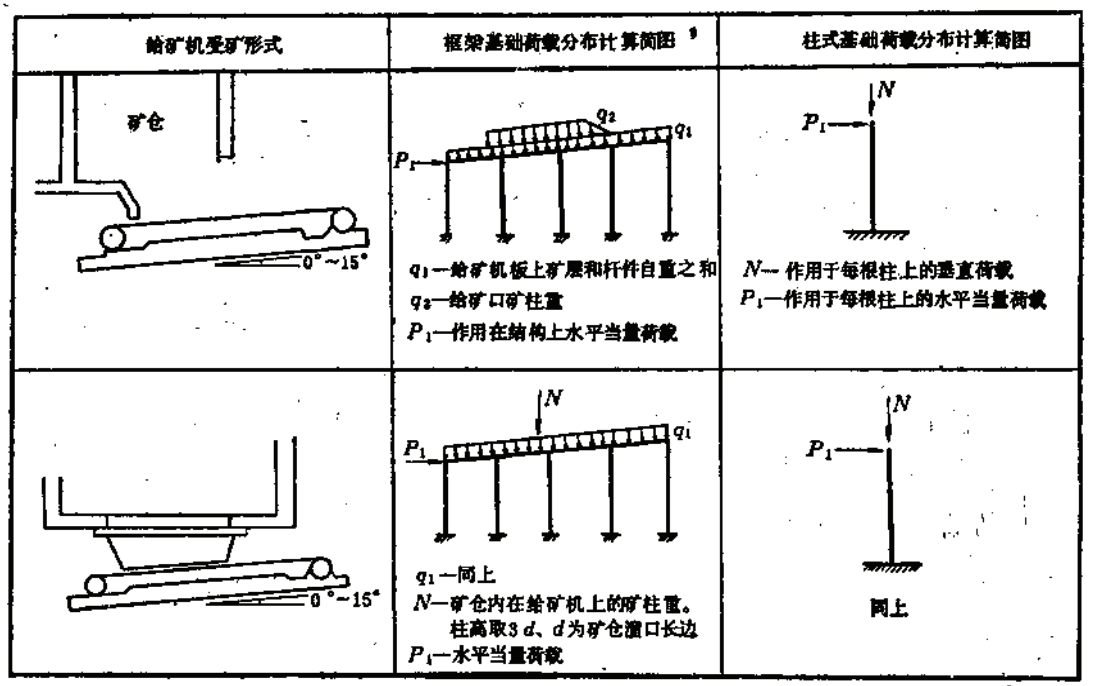


图 1-7-24　板式给矿机基础计算简图

下列原则确定。

（1）结构布置宜对称于板式给矿机中心线。

（2）各纵梁的中点静挠度宜尽量接近。

（3）各纵、横梁受力简单、合理、力形规则，尽量选用矩形截面。各梁尽量避免偏心荷载，以减少对梁的扭力。

（4）柱中心线与纵梁中心线要尽量保持一致，如不一致时，应适当增加横梁的水平刚度。

（5）柱子一般选用矩形截面，在满足强度和稳定要求的前提下，宜适当减小柱子的刚度，即减少柱子的数量和减小柱子的截面。

（6）柱的长细比一般控制在14以内，截面尺寸不宜小于400×400mm。

（7）柱和底部基础刚性连接。所以对平板式基础要求有一定的刚度，主要作用是嵌固柱子，并将荷载均匀的传给地基。因此基础的深度和底板厚度应不小于柱截面的最大尺寸。

（8）当基础建造在比较完整的坚硬岩石地基上时，可采用锚杆、锚桩或单独柱基础。

（9）基础建造在比较破碎或碎石类的地基上时，可选用梁板式或平板式基础。

7.3.5　板式给矿机基础计算

7.3.5.1　墙式基础

在坑内破碎机硐室中的板式给矿机墙式基础的结构尺寸应满足工艺要求，一般只作地

基承载能力验算和墙的稳定性验算，不作基础强度验算。地基承载能力验算按(1-7-2)式计算，见图1-7-25，其墙上荷载及弯矩按下列公式计算。

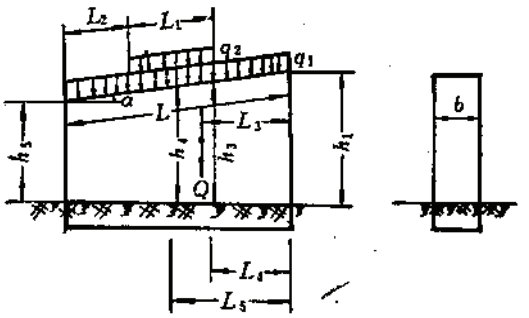


图 1-7-25 墙式基础计算图

垂直设计荷载：

$$N=(q_1L+q_2L_1)\cos\alpha+Q \qquad (1\text{-}7\text{-}63)$$

水平设计荷载：

$$P=(q_1L+q_2L_1)\mathrm{tg}\alpha+1.4P_1 \qquad (1\text{-}7\text{-}64)$$

水平荷载产生的倾覆力矩：

$$M=(q_1Lh_3+q_2L_1h_4)\mathrm{tg}\alpha+1.4P_1h_1 \qquad (1\text{-}7\text{-}65)$$

墙的稳定性验算应满足下列要求：

（1）倾覆稳定系数 $K_1=\dfrac{M_o}{M}\geqslant 1.5$；

（2）滑动稳定系数 $K_2=\dfrac{P_o}{P}\geqslant 1.3$。

墙的抵抗力矩：

$$M_o=(q_1LL_4+q_2L_1L_5)\cos\alpha+QL_3 \qquad (1\text{-}7\text{-}66)$$

墙与地基间摩擦力：

$$P_o=[(q_1L+q_2L_1)\cos\alpha+Q]\mu_d \qquad (1\text{-}7\ 67)$$

式中 q_1——板式给矿机自重和链板上矿层重的设计总值，kN/m；

q_2——给矿口矿柱设计压力值，kN/m；

L——墙式基础长度，m；

L_1——给矿溜口有效长度，m；

L_3——Q重心至墙端距离，m；

L_4——q_1总重心至墙端距离，m；

L_5——q_2总重心至墙端距离，m；

Q——墙自重，kN；

μ_d——墙与地基间的摩擦系数；

P_1——板式给矿机驱动力，kN；

1.4——板式给矿机动力系数。

为了使墙式基础结构受力均匀，需按构造要求配置钢筋，钢筋直径不宜小于ϕ12mm，间距不宜大于250mm，受力钢筋的含钢率不小于0.26h_o%。墙厚一般为400～500mm，墙基深一般等于墙的厚度。

如果地基较差时，即岩石比较破碎，软弱而不能满足（1-7-2）式的验算结果，则可在墙基增设加强锚杆或锚桩。

7.3.5.2 柱式基础

（1）确定柱顶各项设计荷载，如垂直设计荷载N，水平设计荷载P等。

（2）根据设计荷载及内力计算，确定大、小偏心受压构件。

（3）根据矩形截面偏心受压构件正截面强度计算公式计算配置钢筋，见附录四。

7.3.5.3　框架式基础

（1）板式给矿机框架式基础一般按纵向平面框架计算，但也可按空间框架整体计算。当采用纵向平面框架计算时，可作为有侧移多跨框架进行计算；当梁与柱为铰接时，梁按多跨连续梁计算，柱按排架计算，其支撑横梁按构造要求配筋。

（2）框架式基础的动力荷载，可采用当量荷载进行简化分析计算。一般只考虑水平当量荷载，可按作用在梁的轴线上的集中力考虑。对板式给矿机的水平当量荷载$N_{zi}=0.45W_e$，W_e为板式给矿机和板上荷重的设计总值。

（3）在计算底板强度和验算地基承载能力时，可不考虑当量荷载。

（4）柱的计算长度可取底板顶到梁中心线的距离，梁的计算跨度可取支座中心线间距离。

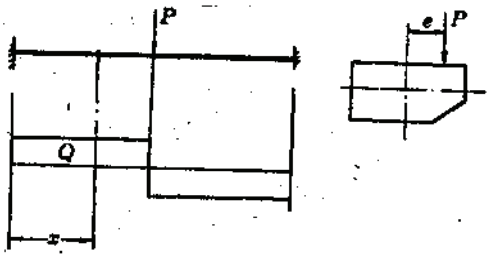


图 1-7-26　梁的扭矩计算简图

（5）当量荷载应按刚度分配各框架或框架各构件。

（6）在作用于梁顶的水平荷载产生的弯矩及在垂直向荷载偏心作用下产生扭矩时，可近似地假定梁的两端为固定支座，见图1-7-26所示。此时距支座X处梁内的设计剪力为Q，若设计荷载P对梁截面重心的偏心距为e时，则在X处梁截面中的扭矩为：

$$M_x=Qe \tag{1-7-68}$$

当力P作用于梁跨度中央位置时梁截面的扭矩为：

$$M_m=\frac{1}{2}Pe \tag{1-7-69}$$

（7）钢筋混凝土构件的强度计算，一般按照现行的《混凝土结构设计规范》计算，见附录四有关章节。

7.3.6　构造要求

（1）基础为安装机器的支座，通常设二次灌浆层，其厚度按工艺要求和支座支承方式确定，一般不小于20mm。

（2）基础上部的纵、横梁及柱的配筋、需沿外围设封闭式钢箍。

（3）柱或墙的钢筋一般宜对称布置，若按构造要求配筋时（非主要受力方向），钢筋直径宜选用ϕ12～20mm。

（4）纵、横梁的主筋伸入柱或墙内时，应按刚性节点的形式处理。由梁伸入柱内承受负弯矩的钢筋应弯成圆弧形，圆弧半径一般不小于20～25倍钢筋直径，并应使伸过梁底直线段部分不小于30倍钢筋直径。所有梁的底部钢筋和柱钢筋均需伸至端部。

（5）基础的纵、横梁应沿梁侧面配置钢筋，以承受因振动和温度影响而产生的应力，配筋应按计算和构造要求配置。

（6）构件内凡直径或边长大于300mm的孔洞及凹口应沿其四周配置钢筋，直径不小于ϕ12mm，间距为150～200mm，钢筋端部锚入混凝土内的长度应不小于30倍钢筋直径。

（7）基础顶板的挑台，沿挑台外侧及支承挑台的梁的内侧，应设置纵向附加钢筋，

其配筋截面积为：

$$A_s = 0.15\% \times bh \tag{1-7-70}$$

$$A'_s = (0.05 \sim 0.1)\% \times bh \tag{1-7-71}$$

式中 b——支撑挑台梁的宽度，mm；

h——支撑挑台梁的高度，mm。

（9）平板式基础底板的配筋，除按计算配置受力钢筋外，应沿底板周边设置构造钢筋。当底板厚度大于1.2m时，尚应在板厚中部加设构造钢筋网。

7.3.7 计 算 实 例

7.3.7.1 柱式基础计算实例

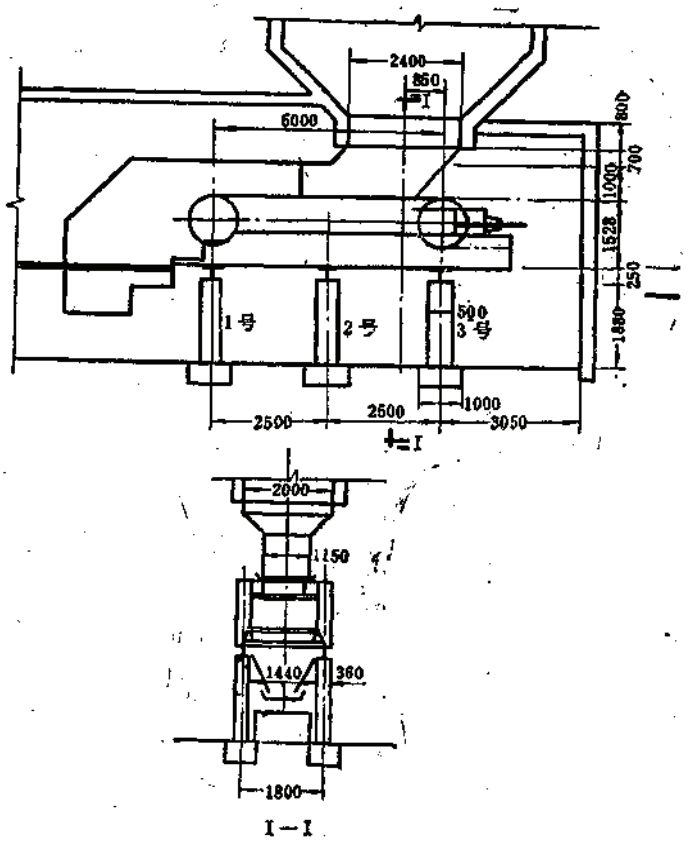


图 1-7-27 板式给矿机工艺布置图

1. 基础设计的基本条件

如图1-7-27所示，本计算实例的设计荷载均由标准荷载乘以结构重要性系数和各荷载分项系数而得。

（1）板式给矿机规格为1250×5000mm，电动机型号JZRH$_2$52-8；

（2）贮矿仓直径为5.5m，最大贮矿高度为10m，采用钢轨加固矿仓。矿仓溜口尺寸为2.4×2m，下部钢溜口尺寸为2.4×1.15m；

（3）被输送的物料重度设计值为21.10kN/m^3，块度为0～350mm；

（4）受矿漏斗传给给矿机的设计荷重为19.6kN；

（5）粉矿漏斗设计荷重为19.6kN；

（6）板式给矿机底座的支架尺寸为340×430mm；

（7）板式给矿机上面的矿层厚度为1m；

（8）建筑场地地层为混合岩化的斜长片麻岩，$f=6\sim8$，岩体完整系数为0.7，承载能力为$[R]=3900kN/m^2$。

2. 基础材料和型式的确定

（1）根据生产工艺的设备布置情况和要求，确定为柱式基础，柱的截面尺寸为350×500mm，柱高1.88m，其柱下基础为独立柱基础。

（2）选用混凝土强度等级C20，$f_{cm}=10.5N/mm^2$，受力钢筋为Ⅱ级，$f_y=f'_y=340N/mm^2$，构造钢筋为Ⅰ级钢筋。

3. 荷载计算

（1）板式给矿机自重设计荷载为255kN，板上物料设计荷载为5×1.15×1×21.1=122kN，总设计荷载为377kN，由六根柱承担，每根柱承受荷重为62.8kN。

（2）受矿漏斗设计重力为196kN，由1#和2#共四根柱承担，每根柱承受设计荷重为5kN。

（3）粉矿漏斗设计重力为19.6kN，两端1#和3#共四根柱每根柱承担2.5kN，中间2#柱每根承担5kN。

（4）贮仓溜口处作用于板面上的矿柱总设计重力为：

$$P_k=21.1\times10\times2.4\times1.15=582.14kN$$

荷载按图1-7-28均匀分布时，均布荷载为：

$$q=\frac{P_k}{2\times2.4}=\frac{582.14}{2\times2.4}=121.28kN/m$$

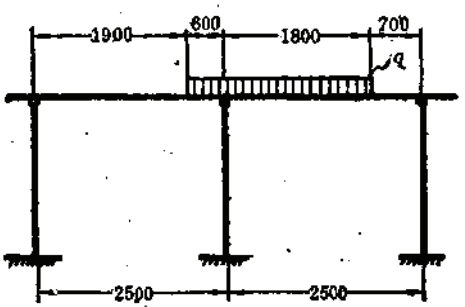


图 1-7-28　矿柱荷载分布图

按力矩近似分配：

柱1：$P_1=\dfrac{121.28\times0.4\times0.2}{2.5}=4kN$

柱2：$P_2=(121.28\times0.4-4)+\dfrac{121.28\times2\times1.5}{2.5}=190kN$

柱3：$P_3=582.28+2-4-190=98kN$

（5）二层平台传给柱的荷载。

已知硐室宽为4.2m，板式给矿机宽为1.8m，板式给矿机每侧的间隙为0.18m，则二层平台总宽度B为：

$$B=4.2-1.8-2\times0.18=2.04m$$

平台长度按7m计算，平台设计荷重为4kN/m²，平台自重设计荷载为10kN，总设计荷重为67.12kN。则每根柱承担设计荷重为11.2kN。

（6）水平设计荷载计算。

总荷重为：

$$G=255+122+19.6+19.6+582.14+67.12=1065\text{kN}$$

水平力$H=1065\times0.45=479\text{kN}$

按柱的刚度分配到各柱上：

$$H_o=\frac{479}{6}=80\text{kN}$$

$$M=80\times1.88=150.4\text{kN}\cdot\text{m}$$

4. 柱的配筋计算

（1）柱1配筋计算：

$$N_1=62.8+5+2.5+4+11.2=85.5\text{kN}$$

$$e_0=\frac{M}{N_1}=\frac{150.4}{85.5}=1.76\text{m}>0.3h_0=0.138\text{m}$$

$$e_a=0$$

$$e_i=e_0+e_a=1.76\text{m}$$

$$\frac{L_0}{h}=\frac{1.88}{0.5}=3.74<8\quad 取\eta=1.0$$

$$\eta e_i=1.76\text{m}>0.3h_0=0.138\text{m}\quad 为大偏心受压构件$$

$$e=\eta e_i+\frac{h}{2}-a'_s=1.76+\frac{0.5}{2}-0.04=1.97\text{m}$$

$$x=\frac{N_1}{f_{cm}b}=\frac{85.5\times10^3}{10.5\times360}=22.62\text{mm}<2a'_s=80\text{mm}$$

$$A'_s=A_s=\frac{N_1e}{f_y(h_0-a'_s)}=\frac{85.5\times10^3\times1.97\times10^3}{340\times(460-40)}=1180\text{mm}^2$$

选用4⌀20 则 $A'_s=A_s=1256\text{mm}^2$

（2）柱2配筋计算：

$$N_2=62.8+5+5+190+11.2=274\text{kN}$$

$$e_0=\frac{M}{N_2}=\frac{150.4}{274}=0.549\text{m}>0.3h_0=0.138\text{m}$$

$$e_a=0$$

$$e_i=e_0+e_a=0.549\text{m}$$

$$\frac{L_0}{h}=\frac{1.88}{0.5}=3.74<8\quad 取\eta=1.0$$

$$\eta e_i=1\times0.549=0.549\text{m}>0.3h_0=0.138\text{m}\quad 为大偏心受压构件$$

$$e=\eta e_i+\frac{h}{2}-a'_s=0.549+\frac{0.5}{2}-0.04=0.759\text{m}$$

$$x=\frac{N_2}{f_{cm}b}=\frac{274\times10^3}{10.5\times360}=72.9\text{mm}<2a'_s=80\text{mm}$$

$$A'_s=A_s=\frac{N_2e}{f_y(h_0-a'_s)}=\frac{274\times10^3\times0.759\times10^3}{340\times(460-40)}=1456\text{mm}^2$$

选用4⌀22 则 $A'_s=A_s=1520\text{mm}^2$

（3）柱3配筋计算：

$$N_3=62.8+2.5+98+11.2=174.5\text{kN}$$

$$e_0=\frac{M}{N_s}=\frac{150.4}{174.5}=0.862\text{m}>0.3h_0=0.138\text{m}$$

$$e_a=0$$

$$e_i=e_0+e_a=0.862\text{m}$$

$$\frac{L_0}{h}=\frac{1.88}{0.5}=3.74<8\quad 取\eta=1.0$$

$$\eta e_i=0.862\text{m}>0.3h_0=0.138\text{m}\quad 为大偏心受压构件$$

$$e=\eta e_i+\frac{h}{2}-a'_s=0.862+0.25-0.04=1.072\text{m}$$

$$x=\frac{N_s}{f_{cm}b}=\frac{174.5\times10^3}{10.5\times360}=46.2\text{mm}<2a'_s=80\text{mm}$$

$$A'_s=A_s=\frac{N_s e}{f_y(h_0-a'_s)}=\frac{174.5\times10^3\times1.072\times10^3}{340\times(450-40)}=1310\text{mm}^2$$

选用4⌀22　则 $A'_s=A_s=1520\text{mm}^2$

5.7）柱基础地基强度验算

基础规格尺寸为1.1×1×0.5m，地基为坚硬岩石$[R]=3900\text{kN/m}^2$。

柱的自重力：

$$G_1=0.36\times0.5\times1.88\times2.5\times9.81=8.3\text{kN}$$

基础自重力：

$$G_2=1.1\times1\times0.5\times2.5\times9.81=13.5\text{kN}$$

按荷载最大的柱 2 计算，则地基承担的轴向压力及弯矩为：

$$N_d=N_1+8.3+13.5=274+8.3+13.5=295.8\text{kN}$$

$$M_d=0.5\times H_0=0.5\times80=40\text{kN}\cdot\text{m}$$

偏心矩为：

$$e_0=\frac{M_d}{N_d}=\frac{40}{295.8}=0.14\text{m}<\frac{a}{6}=0.183\ (a为基础边长)$$

$$P_{\substack{max\\min}}=\frac{N_d}{ab}\left(1\pm\frac{6e_0}{a}\right)$$

$$=\frac{295.8}{1.1\times1.0}\left(1\pm\frac{6\times0.14}{1.1}\right)$$

$$=\frac{474.3}{63.6}<[R]=3900\text{kN/m}^2\quad 满足要求$$

7.3.7.2　框架式基础计算

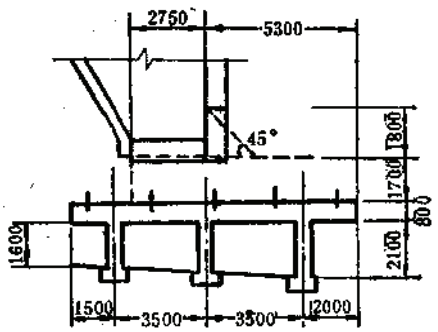


图 1-7-29　板式给矿机框架式基础图

1. 基础设计的基本条件

（1）板式给矿机 $ZBG1800\times10000$mm，电动机型号为 $JQO282$-6，板式给矿机设计重力为 597.2 kN，板式给矿机和物料总设计荷载为1180kN。

（2）贮矿仓直径为 5.5m，最大贮矿高度 $h=22$m，井壁为锰钢板加固，矿石与井壁之间的摩擦系数$\mu_c=0.5$，矿仓溜口尺寸为 1600×2750mm。

（3）被输送的矿石设计重力密度$\gamma=26.49$kN/m³，块度为0～600mm，矿石自然安息角为45°。

（4）平台设计荷重$q'=4$kN/m²，平台总宽度为2.6m，长度为10.5m。

（5）建筑场地为闪长岩地层，地下水对金属和水泥有腐蚀，岩石比较稳定，地基承载力$[R]=2900$ kN/m²。

2. 基础材料和型式的确定

如图1-7-29所示，根据生产工艺要求采用钢筋混凝土框架式结构，纵梁截面尺寸为 800×500mm，横梁为600×400mm，柱截面尺寸为500×600mm，柱基础为独立基础，其尺寸为$a\times b\times h_d=1.1\times1.0\times0.7$m，设计自重力为18.88kN。

因为地下水对水泥有硫酸盐型侵蚀作用，应采用525号火山灰质硅酸盐水泥，混凝土强度等级为$C20$，$f_{cm}=10.5$N/mm²，受力钢筋为Ⅱ级，$f_y=f'_y=340$N/mm²，构造钢筋为Ⅰ级。

3. 荷载计算

（1）板式给矿机共10个支点，作用在两根纵梁上，每个支点处荷载为：

$$P=\frac{1180}{10}=118\text{kN}$$

（2）矿仓溜口处矿柱设计压力计算：

自然安息角$\varphi_0=45°$

侧压力系数$k_c=0.17$

溜口高度$A'=2.75$m

溜口宽度$B'=1.60$m

矿石平均块度$a'=0.3$m

对矩形仓口横断面水力半径为：

$$R=\frac{(A'-a')(B'-a')}{2(A'+B'-2a')}=\frac{(2.75-0.3)(1.6-0.3)}{2\times(2.75+1.6-0.6)}=0.425\text{m}$$

$$\frac{h}{R}\mu_c k_c=\frac{22}{0.425}\times0.5\times0.17=4.4$$

查第四章表1-4-16得$1-\dfrac{1}{e^{\frac{k_c\mu_c}{R}h}}=0.987$ $(\mu_c=\mu)$

修正系数取$\alpha=1.5$

$$P_V=\alpha\frac{\gamma R}{k_c\mu_c}\left(1-\frac{1}{e^{\frac{k_c\mu_c}{R}h}}\right)$$

$$=1.5\times\frac{26.49\times0.425}{0.17\times0.5}\times0.987=195\text{kN/m}^2$$

$$P_N=P_V F=195\times[1.6\times(2.75+1.8)]$$
$$=195\times7.28=1420\text{kN}$$

矿柱荷重按力矩分配在各支座，得

$$P'_1=7\text{kN}\quad P'_2=242\text{kN}\quad P'_3=350\text{kN}\quad P'_4=110\text{kN}\quad P'_5=0$$

（3）二层平台传来的设计荷载：

二层平台固定在纵梁上：

$$q_1' = \frac{2.6 \times 4}{2} = 5.2\text{kN/m}$$

（4）梁自重产生的设计荷载$q_2' = 9.80\text{kN/m}$。

（5）柱自重产生的设计荷载：

A柱 $G_A = 11.8\text{kN}$

B柱 $G_B = 13.6\text{kN}$

C柱 $G_C = 15.5\text{kN}$

（6）水平力计算：

梁以上总的设计荷载为：

$$Q = 1180 + 1420 = 2600\text{kN}$$

总设计水平力：

$$H_0 = 2600 \times 0.45 = 1170\text{kN}$$

4. 梁的内力计算

柱受力钢筋不伸入梁内，梁柱的节点可视为铰接，故梁按连续梁计算内力，计算简图见图1-7-30所示。其计算如下：

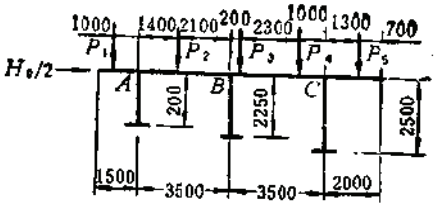


图 1-7-30 框架计算简图

$$P_1 = P + P_1' = 118 + 7 = 125\text{kN}$$
$$P_2 = P + P_2' = 118 + 242 = 360\text{kN}$$
$$P_3 = P + P_3' = 118 + 350 = 468\text{kN}$$
$$P_4 = P + P_4' = 118 + 110 = 228\text{kN}$$
$$P_5 = P + P_5' = 118 + 0 = 118\text{kN}$$

梁上的设计均布荷载：

$$q = q_1' + q_2' = 5.2 + 9.80 = 15\text{kN/m}$$

梁固定端弯矩的计算：

$$M_{A1} = \frac{15 \times 1.5^2}{2} + 125 \times 1 = 141.88\text{kN·m}$$

$$M_{A2} = \frac{15 \times 3.5^2}{12} + \frac{360 \times 1.4 \times 2.1^2}{3.5^2} = 196.75\text{kN·m}$$

$$M_{B1} = \frac{15 \times 3.5^2}{12} + \frac{360 \times 1.4^2 \times 2.1}{3.5^2} = 136.27\text{kN·m}$$

$$M_{B2} = \frac{15 \times 3.5^2}{12} + \frac{468 \times 3.3^2 \times 0.2}{3.5^2} + \frac{228 \times 1^2 \times 2.5}{3.5^2} = 145.05\text{kN·m}$$

$$M_{C1} = \frac{15 \times 3.5^2}{12} + \frac{468 \times 0.2^2 \times 3.3}{3.5^2} + \frac{228 \times 2.5^2 \times 1}{3.5^2} = 136.86\text{kN·m}$$

$$M_{C2} = \frac{15 \times 2^2}{2} + 118 \times 1.3 = 183.4\text{kN·m}$$

梁的惯性矩：

$$I=\frac{50\times 80^3}{12}=213\times 10^4\text{m}^4$$

采用弯矩分配法计算连续梁的内力，见图1-7-31。

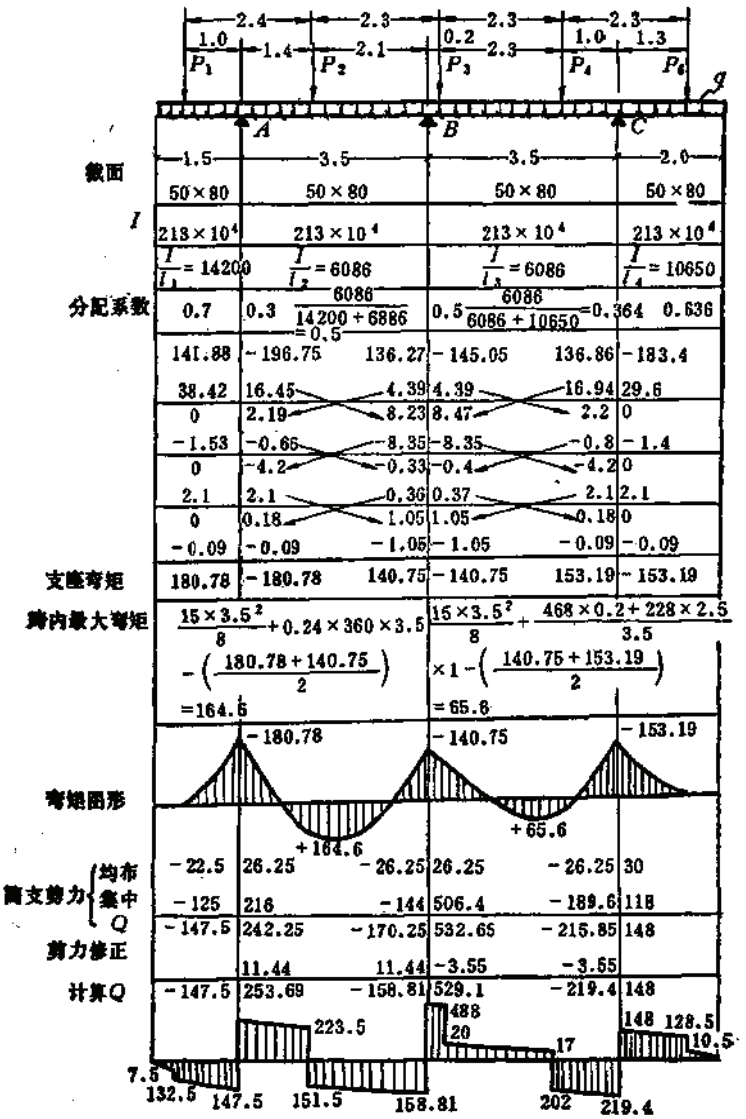


图 1-7-31 连续梁内力计算图表

5. 配筋计算

（1）纵梁配筋计算：

由梁内力计算图1-7-31得

支座弯矩 $M_A=180.75\times 10^6\text{N}\cdot\text{mm}$

$M_B=140.75\times 10^6\text{N}\cdot\text{mm}$

$M_C=153.19\times 10^6\text{N}\cdot\text{mm}$

跨中弯矩AB跨 $M_1=164.6\times 10^6\text{N}\cdot\text{mm}$

跨中弯矩BC跨　　$M_2=65.6\times10^6\text{N}\cdot\text{mm}$

最大剪力在支座B处　$V=529100\text{N}$

支座A处配筋：

$$A_s=\frac{f_{cm}b\left(h_0-\sqrt{h_0^2-\frac{2M_A}{f_{cm}b}}\right)}{f_y}$$

$$=\frac{10.5\times500\times\left(750-\sqrt{750^2-\frac{2\times180.75\times10^6}{10.5\times500}}\right)}{340}=732\text{mm}^2$$

AB跨中配筋：

$$A_s=\frac{f_{cm}b\left(h_0-\sqrt{h_0^2-\frac{2M_1}{f_{cm}b}}\right)}{f_y}$$

$$=\frac{10.5\times500\times\left(750-\sqrt{750^2-\frac{2\times164.6\times10^6}{10.5\times500}}\right)}{340}=664\text{mm}^2$$

跨中及支座处均选用4⌀16，$A_s=804\text{mm}^2$

支座B处配筋：

$$A_s=\frac{f_{cm}b\left(h_0-\sqrt{h_0^2-\frac{2M_B}{f_{cm}b}}\right)}{f_y}$$

$$=\frac{10.5\times500\times\left(750-\sqrt{750^2-\frac{2\times140.75\times10^6}{10.5\times500}}\right)}{340}=566\text{mm}^2<\rho_{min}bh=600\text{mm}^2$$

BC跨中配筋：

$$A_s=\frac{f_{cm}b\left(h_0-\sqrt{h_0^2-\frac{2M_2}{f_{cm}b}}\right)}{f_y}$$

$$=\frac{10.5\times500\times\left(750-\sqrt{750^2-\frac{2\times65.6\times10^6}{10.5\times500}}\right)}{340}=260\text{mm}^2<\rho_{min}hb=600\text{mm}^2$$

跨中及支座处按构造选用4⌀14，则$A_s=615\text{mm}^2$

支座 C 处配筋：

$$A_s=\frac{f_{cm}b\left(h_0-\sqrt{h_0^2-\frac{2M_C}{f_{cm}b}}\right)}{f_y}$$

$$=\frac{10.5\times500\times\left(750-\sqrt{750^2-\frac{2\times153.19\times10^6}{10.5\times500}}\right)}{340}=618\text{mm}^2$$

选用4⌀16，则$A_s=804\text{mm}^2$

抗剪强度验算：

弯起2⌀14，$A_{sb}=308\text{mm}^2$

箍筋截面积$A_{sv}=201\text{mm}^2$（4ϕ8@ = 150　$f_{yv}=210\text{N/mm}^2$）

混凝土轴心设计抗压强度$f_c=9.5\text{N/mm}^2$

弯起角$\alpha=45°$

$$V=0.07f_cbh_0+1.5f_{yv}\frac{A_{sv}}{s}h_0+0.8f_yA_{sb}\sin\alpha$$

$$=0.07\times9.5\times500\times750+1.5\times210\times\frac{201\times750}{150}+$$

$$+0.8\times340\times308\times\sin45^{\circ}$$

$$=249375+316575+59238$$

$$=625188\text{N}>V_{max}=529100\text{N}\quad \text{满足要求}$$

（2）柱配筋计算：

水平力按柱单位刚度分配，柱截面惯性矩：

$$I=\frac{50\times60^3}{12}=90\times10^4\text{mm}^4$$

单位刚度：

A柱 $$\frac{I}{L_A}=\frac{90\times10^4}{200}=45\times10^2\text{cm}^4$$

B柱 $$\frac{I}{L_B}=\frac{90\times10^4}{225}=40\times10^2\text{cm}^4$$

C柱 $$\frac{I}{L_C}=\frac{90\times10^4}{250}=36\times10^2\text{cm}^4$$

分配系数：

$$i_A=\frac{45\times10^2}{(45+40+36)\times10^2}=0.3719$$

$$i_B=\frac{40\times10^2}{121\times10^2}=0.3306$$

$$i_C=\frac{36\times10^2}{121\times10^2}=0.2975$$

各柱水平力：

$$H_A=\frac{H_D}{2}\times0.3719=585\times0.3719=218\text{kN}$$

$$H_B=585\times0.3306=194\text{kN}$$

$$H_C=585\times0.2975=174\text{kN}$$

柱A

$$N_A=147.5+253.69=401.19\text{kN}$$

$$M_A=H_A\cdot L_A=218\times2=436\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$\frac{L_0}{h}=\frac{2000}{600}=3.33<8\quad \text{取}\eta=1.0$$

$$e_0=\frac{M_A}{N_A}=\frac{436}{401.19}=1.087\text{m}>0.3h_0=0.168\text{m}$$

$$e_a=0$$

$$e_i=e_0+e_a=1.087\text{m}$$

$$\eta e_i=1.087\text{m}>0.3h_0=0.168\text{m}\quad \text{为大偏心}$$

$$e=\eta e_i+\frac{h}{2}-a'_s=1.087+0.3-0.04=1.347\text{m}=1347\text{mm}$$

$$x=\frac{N_A}{f_{cm}b}=\frac{401.19\times10^3}{10.5\times500}=76.4\text{mm}<2a'_s=80\text{mm}$$

$$A'_s=A_s=\frac{N_Ae}{f_y(h_0-a'_s)}$$

$$=\frac{401.19\times10^3\times1347}{340\times(560-40)}=3057\text{mm}^2$$

选用5⌀28，则 $A'_s=A_s=3079\text{mm}^2$

柱B：$N_B=158.81+529.1=687.91\text{kN}$

$$M_B=H_B\cdot L_B=194\times2.25=436.5\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$\frac{L_0}{h}=\frac{2250}{600}=3.75<8\quad 取\eta=1.0$$

$$e_0=\frac{M_B}{N_B}=\frac{436.5}{687.91}=0.635\text{m}$$

$$e_a=0$$

$$e_i=e_0+e_a=0.635\text{m}$$

$$\eta e_i=0.635\text{m}>0.3h_0=0.168\text{m}\quad 为大偏心$$

$$e=\eta e_i+\frac{h}{2}-a'_s=0.635+0.3-0.04$$

$$=0.894\text{m}=894\text{mm}$$

$$x=\frac{N_B}{f_{cm}b}=\frac{687.91\times10^3}{10.5\times500}=131\text{mm}>2a'_s=80\text{mm}$$

$$\xi=\frac{x}{h_0}=\frac{131}{560}=0.234$$

$$A'_s=A_s=\frac{N_Be-f_{cm}bh_0^2\xi(1-0.5\xi)}{f_y(h_0-a'_s)}$$

$$=\frac{687.91\times10^3\times894-10.5\times500\times560^2\times0.234\times(1-0.5\times0.234)}{340\times(560-40)}$$

$$=1554\text{mm}^2$$

选用4⌀24，则 $A'_s=A_s=1808\text{mm}^2$

柱C：$N_C=219.4+148.0=367.4\text{kN}$

$$M_C=H_CL_C=174\times2.5=435\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$\frac{L_0}{h}=\frac{2500}{600}=4.17<8\quad 取\eta=1.0$$

$$e_0=\frac{M_C}{N_C}=\frac{435}{367.4}=1.184\text{m}>0.3h_0=0.168\text{m}$$

$$e_a=0$$

$$e_i=e_0+e_a=1.184\text{m}$$

$$\eta e_i=1.184\text{m}>0.3h_0=0.168\text{m}\quad 为大偏心$$

$$e=\eta e_i+\frac{h}{2}-a'_s=1.184+0.3-0.04$$

$$=1.444\text{m}=1444\text{mm}$$

$$x=\frac{N_C}{f_{cm}b}=\frac{367.4\times10^3}{10.5\times500}=70\text{mm}<2a'_s=80\text{mm}$$

$$A'_s=A_s=\frac{N_Ce}{f_y(h_0-a'_s)}$$

$$=\frac{367.4\times10^3\times1444}{340\times(560-40)}=3000\text{mm}^2$$

选用5Φ28，则 $A'_s = A_s = 3079\text{mm}^2$

6. 柱基础地基强度验算

柱中最大轴向力为：

$$N_d = 687.91 + 13.6 + 18.88 = 720.4\text{kN}$$

$$M_d = H_B h_d = 194 \times 0.7 = 136\text{kN}\cdot\text{m}$$

$$e_0 = \frac{M_d}{N_d} = \frac{136}{720.4} = 0.189\text{m} > \frac{a}{6}\left(\frac{1.1}{6} = 0.183\text{m}\right)$$

$$k = \frac{a}{2} - e_0 = \frac{1.1}{2} - 0.189 = 0.361\text{m}$$

$$P_{\max} = \frac{2N_d}{3kb} = \frac{2 \times 720.4}{3 \times 0.361 \times 1} = 1330.4\text{kN/m}^2 < [R] = 2900\text{kN/m}^2$$

地基强度满足要求。

7.3.7.3 工程实例

现有部分矿山坑内板式给矿机基础结构型式及几何尺寸见表1-7-23。

部分矿山坑内板式给矿机基础实例表 表 1-7-23

序号	矿山名称	板式给矿机		基础形式	几何尺寸（mm）		材料消耗	
		规格型号（mm）	台数（台）		杆、柱截面	墙厚	混凝土（m^3）	钢材（kg）
1	弓长岭铁矿	ZBG1500×6000	1	框架式	400×400		2.8	305
2	红透山铜矿	ZBG1500×6000	1	墙柱式	400×400	400	11.5	
3	凤凰山铜矿	1200×4200	3	条形墙式				
4	程潮铁矿	ZBG1500×4000	1	柱式				
5	金山店铁矿	ZBG1500×4000	2	柱式				
6	金川镍矿	ZBG1500×8000	1	柱式	350×350			
7	凡口铅锌矿	ZBG1200×6000	2	柱式				
8	大厂锡矿	ZBG1500×6000	2	墙柱式	500×500	300	45.0	3840
9	幕府山石灰石矿	七轴辊式	1	墙式			4.4	

7.4 提升机基础

7.4.1 基础设计所需资料

设计提升机基础时，除必须取得7.1.1所述各项资料外，尚应取得以下补充资料：

（1）基础总重力ΣQ_i及基础重心点；

（2）提升机主轴至基础顶面高度h_1，见图1-7-32；

（3）基础总重心至基础底面的距离h_2；

（4）提升机主轴至基础总重心的距离h_3；

（5）钢丝绳破断力P，钢丝绳工作拉力P_g和钢丝绳倾角α；

（6）地基的物理机械性质及允许承载能力$[R]$。

7.4.2 基础设计一般规定

（1）井下提升机基础在岩层中开挖，四周与围岩相连接，基础嵌入岩层的稳定程度

远比地面条件优越。因此，提升机基础可不作动力计算，只作地基承载力和基础稳定性验算。

（2）在作基础稳定性验算时，所采用的钢丝绳拉力，建议采用与天轮平台计算所用的拉力相同，如无此力时，可采用钢丝绳的破断力。

（3）基础的上部构件，按结构计算配置钢筋。一般的基础可不配置钢筋，对卷筒直径大于2.5m的大型卷扬机基础，建议在基础下部底板配置一层钢筋网，其直径为ϕ12～16mm，网间距为200～300mm。在孔洞稳定性削弱严重部位应采用钢筋适当作局部加固。

（4）提升机基础在固定卷筒支架和制动闸下的螺栓预留孔壁处应采用4根ϕ12～16mm的垂直钢筋加固，并用ϕ10～12mm的水平钢筋网与垂直钢筋相接，见图1-7-33所示。

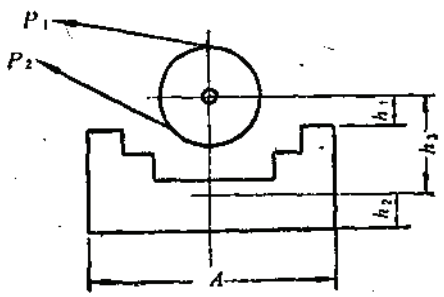


图 1-7-32　提升机基础示意图

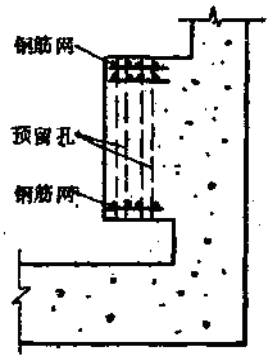


图 1-7-33　螺栓孔局部配筋图

（5）提升机基础设置在较坚硬的基岩上时，可根据具体条件减薄基础或用基岩直接作为基础，采用锚杆地脚螺栓固定设备。

7.4.3 基础校核计算

7.4.3.1 地基承载力验算

提升机可视为非动力设备，在满足工艺生产要求的条件下，一般只作地基承载力验算，地基最大承载力按下式计算：

$$P_{max}=\frac{N}{F}+\frac{M_T}{W}\leqslant 1.2\alpha_R[R] \tag{1-7-72}$$

式中　N——基础和设备总的设计重力，kN，

$$N=\Sigma W_i+\Sigma Q_i;$$

ΣW_i——基础总设计重力，kN；

ΣQ_i——设备的总设计重力，kN；

F——基础底面积，m^2；

M_T——水平分力产生的弯矩，kN·m，

$$M_T=T(h_2+h_3);$$

T——钢丝绳拉力的水平分力，kN；

h_2——基础底面至基础重心的高度，m；

h_3——基础重心至卷筒主轴间的高度，m；

W——截面系数，m^3，$W=\frac{ab^3}{6}$；

a、b——基础底部平面尺寸，m；

α_R——地基承载力动力系数，$\alpha_R=1$。

7.4.3.2 倾覆稳定性验算

基础的倾覆稳定性，以倾覆稳定性系数k_1表示，即

$$k_1=\frac{M_0}{M_T}\geqslant 1.5 \tag{1-7-73}$$

$$M_0=\Sigma W_i h_i+\Sigma Q_j h_j \tag{1-7-74}$$

式中 k_1——基础倾覆稳定性系数，$k_1\geqslant 1.5$；

M_0——抵抗倾覆力矩，kN·m；

h_i——基础重心至基底的距离，m；

h_j——设备重心至基底的距离，m；

其余符号同前。

7.4.3.3 滑动稳定性验算

防止提升机基础滑动应进行滑动稳定性验算。滑动稳定性以滑动稳定系数k_n表示，即

$$k_n=\frac{\Sigma P_\mu}{\Sigma P_t}=\frac{\mu_d(N-V)}{T} \tag{1-7-75}$$

式中 ΣP_μ——基底与地基间摩擦力，kN；

ΣP_t——滑动力，kN；

V——钢丝绳拉力的垂直分力，kN；

μ_d——基底与地基间的摩擦系数；

k_n——滑动安全系数，一般为1.3～1.5。

7.5 岩石锚固基础

机械设备基础的地基为较坚硬的岩石时，可采用锚杆（桩）基础代替大块式混凝土基础，也是矿山设计应优先采用的机器基础形式之一。

岩石锚固基础是将设备底座传来的力通过地脚螺栓与锚杆（桩）周围混凝土的握裹力传至混凝土，再通过混凝土与岩石的摩擦力等传至基岩，形成岩石锚固设备基础。

7.5.1 设计所需资料

（1）机器的名称，技术特性及特征尺寸。

（2）机器基础的轮廓尺寸及地脚螺栓定位尺寸等。

（3）机器设备及电动机的质量。

（4）基础地基的工程地质及水文地质资料。

（5）地基岩石中单个锚杆（桩）的锚固力。

7.5.2 基础设计的一般规定

（1）岩石地基在符合下述条件时，可采用锚杆（桩）岩石锚固基础：单轴饱和极限抗压强度大于30N/mm²，且地质构造轻微、节理裂隙不发育、无粘土质层理夹层、整体性较好；或岩体的节理裂隙虽较发育、但无溶洞、无裂隙水，当采用压力灌浆处理后能形成基本完整状态的基岩。

（2）设计时应使桩身混凝土强度接近或等于岩层的强度为宜，一般采用不低于$C30$级细石混凝土或M_m200水泥砂浆浇灌。混凝土宜采用膨胀水泥或掺入0.02%的铝粉。

（3）由于以岩体做基础，整体性和稳定性都较好，一般可不做共振计算。

（4）设计时锚杆（桩）的安全系数取$k\geqslant2$。

（5）为防止岩石基础表面风化，在基础表面浇灌混凝土强度等级为$C10$～$C20$的混凝土层，厚度为200～300mm。

（6）岩石锚固设备基础一般采用Ⅱ级钢筋，为了增加锚杆（桩）的握裹力，均采用热轧螺纹钢筋。

7.5.3 岩石锚固基础设计

岩石锚固基础是通过锚杆或锚固桩将基础与基岩连接构成一个整体结构。对大块式设备基础，可适当减小基底尺寸，节省混凝土工程量和减少岩石开挖量，并且可不作设备基础的动力计算。对墙式基础，可省去基础底板，通过锚杆或锚固桩直接将墙与基岩连接成一个整体结构。这改变了基础的边界条件，使整个基础变为地基上的刚体振动问题，将墙式基础改变为墙底面完全为约束的构架的振动问题。如果地基是微风化或未风化的坚硬基岩，则墙式基础的墙也可省去，使基础顶板用锚杆或锚桩直接锚固在基岩上，此种形式基础也可不作动力计算。

锚杆和锚桩的主筋截面面积按基组荷重计算确定。

一般锚桩主筋选用4～6根，直径为⌀12～16mm Ⅱ级钢筋扎成笼形。锚桩孔的直径一般取ϕ100～200mm。锚杆主筋一般为单根，锚杆孔直径取三倍钢筋直径，但不得小于主筋直径加50mm。

岩石锚固设备基础的锚杆或锚桩的中心距应不小于5倍的锚杆或锚桩孔的直径，一般不小于400mm或不大于1200mm；距基础边缘的净距离不宜小于150mm。锚杆锚入岩层深度不得小于锚杆孔径的20倍；为锚桩时，锚入深度不得小于15倍锚桩孔直径。但锚入基础的深度均不得小于30倍钢筋直径。

对大块式设备基础的锚杆或锚桩主筋总截面面积一般为基础底面积的0.05～0.12%，均匀配置，但不得小于机器地脚螺栓的总截面的面积。

对于墙式或构架式设备基础的锚杆或锚桩基础的主筋总截面面积不得小于墙内或柱内主筋截面的面积总和。

7.5.4 工 程 实 例

例1　某工程地质条件为中等风化花岗岩，由试验所得极限强度为490N/cm²，当采用孔径为50mm、钢筋直径为28mm、1:1水泥砂浆浇灌时，实验证明从岩石裂隙处剪断。

ϕ2100圆锥破碎机基础，厚800mm的钢筋混凝土底板，后来改为锚桩基础，钢筋直径为22mm，间距

为350mm，节省混凝土27.7%、钢筋13.6%、土石方16.6%。

单桩抗拔试验结果见表1-7-24。

单桩抗拔试验结果表 表 1-7-24

锚桩编号	锚桩埋深（mm）	抗拔能力（kN）
1	800	113.78
2	800	106.89
3	1200	142.20
4	1200	152.00
5	1500	166.71
6	1500	169.66

例 2　山西中条山某工程井下3m提升机硐室内的提升机基础建筑在矽化大理岩层内，采用锚杆基础代替大块式混凝土基础，节省混凝土约三分之一，岩石开凿量大量减少，在生产实践中使用效果良好。

第八章 锚 喷 支 护

责任编写单位 华北冶金矿山建设公司设计研究院
参加编写单位 马鞍山钢铁设计研究院
编 写 人 马运琪 沈承中

8.1 锚喷支护设计所需资料、设计原则及一般规定

8.1.1 设计所需资料

（1）工程地质条件，包括：岩体名称、赋存条件、结构类型（整体状、块状、层状、碎裂状、散状等）、构造影响程度、结构面发育程度（包括节理、裂隙或层面的密度、组数、贯通及闭合程度、充填及结合情况等）、遇水后的情况、主结构面与硐轴线的夹角、软弱结构面及其结合情况。

岩石强度指标（单轴饱和抗压强度f_b、点荷载强度I）、岩体及岩块的纵波速度v_{mp}和v_{rp}、岩体强度应力比S_m、岩心采取率、弹性模量E、泊松比ν、内摩擦角φ、粘结力C、重度γ、弹性压缩系数K等。

（2）所用支护材料的力学性能（如混凝土的抗压、抗拉、抗剪、抗渗、粘结等强度计算指标、混凝土和钢材的弹性模量及钢材的强度指标等）；材料来源及供应情况等。

（3）生产使用（工艺）要求、水文地质、气象及地震资料要求见2.3.1。

8.1.2 设计原则及一般规定

（1）在满足使用要求的前提下，选择有利于围岩稳定的硐轴线和硐形，常用硐形为直墙拱式；对侧压和底压大的工程宜采用曲墙仰拱的封闭式；当围岩压力来自四周时，宜采用圆形支护结构。

（2）用钻爆法施工时，应要求采用光面爆破或预裂爆破法施工；在围岩不稳定或稳定性较差时，应要求锚喷支护紧跟工作面施工，必要时甚至采用超前锚杆支护；对风化、潮解、膨胀等岩体应及早封闭；对围岩中的渗漏水应采用防、排结合的措施进行防治；对隔水、隔潮、温湿度及其他要求较高的工程，应设置衬套或其他设施。

（3）在松软破碎岩体、膨胀岩体及延性流变岩体中，应允许围岩有一定程度的塑性变形，可采用二次喷层和二次锚固的方法；当围岩变形很大时，可通过调整支护参数、采用喷层纵向变形缝、适时封底等措施来适应围岩变形，封底时间应通过监控量测来确定。

（4）锚杆应采用重点布置和整体布置相结合的原则，在坚硬岩体中，应重点加固节理面和软弱夹层；在松软破碎、延性流变、膨胀潮解岩体中，以控制围岩整体失稳为目的，锚杆需整体布置，并在主应力大的部位加密布置。锚杆间距一般不应大于其长度的一

半，*IV*、*V*类围岩中的间距为0.5～1.0m，且不得大于1.25m；锚杆在断面上的布置方向，应与岩体主结构面成较大角度，当主结构面不明显时可与巷（硐）周边轮廓线垂直布置，在岩面上，锚杆宜成菱形布置。

（5）喷射混凝土支护设计厚度，最小为50mm，最大不宜超过200mm；在含水层中最小厚度为80mm，在软弱破碎岩层中最小厚度为100mm；喷层厚度，除大断面工程外不宜大于200mm；网喷支护的最小设计厚度为100mm。

（6）喷射混凝土的设计强度等级不应低于*C*15；对竖井及重要巷（硐）工程不应低于*C*20；其一天龄期的抗压强度不应低于5MPa。在含水岩层中喷射混凝土的抗渗强度不应低于0.8MPa。

（7）对Ⅳ、Ⅴ类围岩中毛硐跨度大于5m以及Ⅲ类围岩中毛硐跨度大于15m的工程、位于复杂地质和动压条件下的大型竖井、大型机电硐室、采准巷道、采场等应进行监控量测工作，为设计和施工提供信息。

（8）在遇到下列地质条件时：膨胀性岩体、未胶结的松散岩体、有严重湿陷性的黄土层、大面积淋水地段及严寒地区的冻胀岩体，需要采用锚喷支护时，应通过技术经济论证确定，或采取相应的技术措施。

（9）下列情况下的锚喷支护设计应遵守表1-8-1中的规定。

平巷(硐)、竖井锚喷支护的有关规定　　表 1-8-1

平巷、硐室及竖井	竖井
（1）巷道交岔点、高低拱连接处、井巷连接处（马头门）等地段，锚喷支护应予加强	（1）罐道梁宜采用树脂锚杆或早强水泥砂浆锚杆固定
（2）围岩较差段的支护必须向较好地段延伸，其延伸长度一般不小于1m	（2）支承罐道梁处及岩层陡倾时，支护应予加强
（3）对与喷射混凝土难以保证粘结的光滑岩面，应以锚杆或钢筋网喷射混凝土支护为主	（3）井壁支护后不得有大于0.5m³/h的集中泄水眼
（4）在Ⅰ～Ⅲ类围岩中的个别断层，可视情况进行局部加强；如遇岩溶，应视情况进行处理或局部加固	（4）设置混凝土圈梁时，其间距一般为8～12m，加固围岩的锚杆应与圈梁连成一体

8.2 锚喷支护材料、配合比及物理力学性质

8.2.1 喷射混凝土材料

8.2.1.1 水

喷射混凝土用水的质量与普通混凝土的相同，应用清洁的水。禁止使用以下几种水：

（1）污水（包括井下污水）。

（2）pH＜4的酸性水。

（3）硫酸盐含量（SO_4含量）＞1%的水。

（4）海水。

8.2.1.2 水泥

（1）喷射混凝土应优先采用普通硅酸盐水泥，也可采用火山灰质硅酸盐水泥和矿渣

硅酸盐水泥，必要时可采用特种水泥。

（2）水泥标号不应低于325号。

（3）不同工程用途所采用的水泥品种见表1-8-2，各种水泥的特性详见本篇附录。

不同工程用途采用的水泥品种　　表 1-8-2

用　　途	建议采用的水泥品种
一般工程	普通硅酸盐水泥、火山灰质硅酸盐水泥、矿渣硅酸盐水泥
水下工程	火山灰质硅酸盐水泥、矿渣硅酸盐水泥、石灰矿渣水泥
紧急抢修工程	快硬硅酸盐水泥、高强水泥
抗冻工程	塑化硅酸盐水泥、矿渣大坝水泥、低钙铝酸盐水泥
耐腐蚀工程	普通耐酸水泥、耐蚀酚醛树脂水泥、硫磺熟料水泥
防水工程	硅酸盐膨胀水泥、膨胀性不透水水泥

8.2.1.3　砂子

喷射混凝土应采用坚硬耐久的中砂（平均粒径为0.35～0.5mm）或粗砂（平均粒径>0.5mm），细度模数应大于2.5，不宜用细砂。砂的含水率应控制在5～7%，喷射混凝土用砂的技术要求见表1-8-3。

喷射混凝土用砂技术要求　　表 1-8-3

颗粒级配	筛孔尺寸（mm）	0.15	0.30	1.2	5
	累计筛余（以质量%计）	95～100	70～95	20～55	0～10
泥水杂物含量（用冲洗法试验）按质量计不大于%		3			
硫化物和硫酸盐含量按质量计不大于%		1			
有机质含量（用色比法试验）		颜色不应深于标准色，如果深于标准色，则应以混凝土强度进行对比试验加以复核			

8.2.1.4　石子

喷射混凝土一般采用坚硬耐久的卵石或碎石，以卵石为好，石子的粒径不宜大于15mm。

石子的级配（通过各筛孔的累计质量百分数%）见表1-8-4。

石子级配表　　表 1-8-4

骨料粒径（mm）	0.15	0.30	0.60	1.20	2.50	5.0	10.0	15.0
优	5～7	10～15	17～22	23～31	35～43	50～60	73～62	100%
良	4～8	5～22	13～31	18～41	26～54	40～70	62～90	100%

喷射混凝土用石子的技术要求见表1-8-5。

喷射混凝土用石子的技术要求 表 1-8-5

颗粒级配	筛孔尺寸（mm）	5	10	20
	累计筛余（以质量计%）	90～100	30～60	0～5

		碎 石（%）	卵 石（%）
强度	以岩石试块（边长≥5cm的立方体）在水饱和状态下的抗压极限强度与混凝土设计强度之比不少于	200	
软弱颗粒含量，按质量计不大于			5
针状、片状颗粒含量按质量计不大于		15	15
泥土杂物含量（用冲洗法）按质量计不大于			1
硫化物和硫酸盐折算为SO_3含量按质量计不大于		1	1
有机质含量（用色比法试验）		颜色不深于标准色，如果深于标准色则以混凝土强度对比试验加以复核	

8.2.1.5 减水剂及喷射混凝土速凝剂

喷射混凝土速凝剂见本篇附录。

减水剂的主要作用是增加混凝土的和易性，提高早期强度，还能改善混凝土的不透水性和抗冻性，又能减少回弹，节约水泥用量。

（1）减水剂的种类见表1-8-6。

喷射混凝土减水剂种类及掺量表 表 1-8-6

名 称	形 状	掺量（占水泥质量的%）	生 产 厂 家
FDN	固 体	0.2～1.0	广东湛江外加剂厂 江苏江都染料化工厂
*SN-*Ⅰ	固 体 液 体	0.5～1.0 1.5～2.0	上海五四农场助剂厂
NF	固 体	0.5～0.7	淮南矿务局合成材料厂
UNF-2	粉 状	0.3～0.7	天津自强化工厂
AU		0.5～1.0	浙江省建筑科学研究所

（2）减水剂对混凝土强度的影响，见表1-8-7。

（3）减水剂的掺量一般为0.5～1.0%（占水泥质量）。

8.2.1.6 钢纤维

（1）钢纤维的种类有：普通圆钢丝、纹钢丝、刻槽钢丝、变形钢丝及矩形断面钢纤维等。所有钢纤维的抗拉强度不应低于380MPa。

（2）钢纤维的直径为0.3～0.5mm，长度为20～25mm，且不得大于25mm。

（3）钢纤维的掺量一般为混凝土混合料质量的3.0～6.0%（或为混合料体积的1.0～1.5%），也可按下式估算：

减水剂对混凝土强度的影响　　表 1-8-7

名　称	掺　量 (%)	水灰比	坍落度 (cm)	减水率 (%)	抗压强度 f_{cu} (MPa)		
					3 (d)	7 (d)	28 (d)
SN-Ⅰ	0.5	0.62	8.0	14	14.3	20.5	33.7
	0.75	0.608	7.4	17	16.7	23.8	38.5
	1.0	0.59	5.0	21	20.9	28.9	40.7
UNF	0.5	0.44	2.6	15.7	8.9	15.0	28.9
AU	1.0	0.52	5.1	20	14.8	20.3	31.1
	0.75	0.53	5.5	18	14.1	19.1	29.0
	0.5	0.58	5.4	15	14.3	18.6	30.1
NF	0.7				20.0	21.6	29.3

$$P=75\times\frac{\pi S_c}{S_w}\times\frac{d}{L}\times\frac{W_m}{W_m+W_d} \tag{1-8-1}$$

式中　P——钢纤维的最大掺量，%；

S_c——钢纤维的比重；

S_w——混凝土比重；

$\frac{d}{L}$——钢纤维的细长比；

W_m——砂浆部分的质量，kg；

W_d——骨料部分的质量，kg。

8.2.1.7　钢筋网

（1）一般采用直径为4～12mm的Ⅰ级钢筋；

（2）钢筋网度应根据围岩情况确定，一般为150×150～300×300mm；

（3）钢筋保护层的厚度不应小于20mm，水工隧硐的钢筋保护层不应小于50mm。

8.2.2　喷射混凝土的配合比、水灰比及速凝剂掺量

8.2.2.1　喷射混凝土的配合比

（1）喷射混凝土的配合比（质量比）见表1-8-8。

喷射混凝土的配合比　　表 1-8-8

喷射部位	配合比
	水泥:中砂:石子
侧　壁	1:2:(2.0～2.5)
拱　部	1:2:(1.5～2.0)

表1-8-9为喷射混凝土颗粒级配的实测数据。

喷第一层时配合比为1:2:1.5或1:2.5:1.5；喷第二、三层时石子可适当增加。混合料中水泥与砂石质量比宜为1:4～1:4.5，即每立方米混合料中的水泥用量为400kg左右，这

喷射混凝土颗粒级配实测表 表 1-8-9

拌合料原始配合比（水泥:砂:卵石）	水析分析结果		实测材料用量（kg/m³）			28d 强度	密度
	水灰比	砂率(%)	水泥	砂	卵石	(MPa)	(t/m³)
常用配合比 1:2:2	0.45	49.5	530	800	825	18.93	2.39
较优配合比 1:1.8:2.2	0.45	45.2	507	780	906	22.45	2.42
1:2.25:2.75	0.44	46.0	480	796	931	25.35	2.42
1:2.3:2.7	0.45	47.5	421	860	950	27.45	2.42

样即能满足强度要求，又可减少回弹量。但水泥用量太高时不仅不经济，也会增加混凝土的收缩及降低强度，试验结果见表1-8-10。

喷射混凝土配合比对其性能的影响 表 1-8-10

配比（质量比）水泥:砂:石子	1:1:3	1:3:1	1:2:2
回弹量	大	大	较小
混凝土强度	高	较低	较高
实际水泥用量	多	多	较少
混凝土收缩值	较小	大	较小
综合评价	不好	不好	好

（2）含砂率宜为45～55%，实际表明，当含砂率低于45%时，管路易堵塞，回弹率高；若含砂率高于55%，则不仅会降低喷射混凝土的强度，也会加大其收缩量。

8.2.2.2 水灰比

水灰比宜为0.4～0.45，主要靠喷射手的经验掌握。水灰比对喷射混凝土强度和回弹率有重要影响，水灰比适当时，喷层较厚实，表面呈均匀暗状，回弹最小；若水灰比过小，则喷口处粉尘较大，喷层表面色泽不匀，有粉状掉落；若水灰比过大，则喷层表面出现流淌。

水灰比与骨料配比，特别与含砂率有关，对于中粗砂，有如下近似关系：

$$W/C = 0.321e^{0.846\frac{S}{A}} \tag{1-8-2}$$

式中 W/C——水灰比；

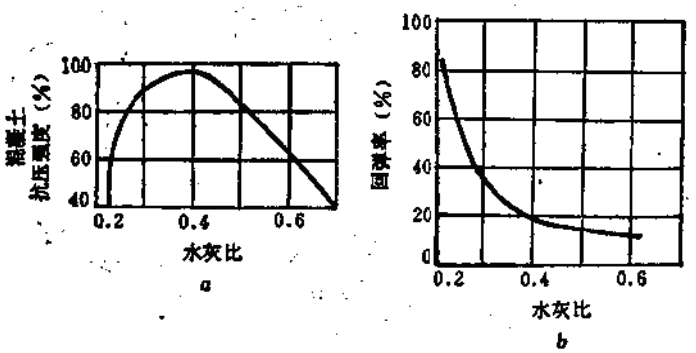


图 1-8-1 水灰比对混凝土强度和回弹率的影响

a—水灰比对混凝土强度的影响；b—水灰比对回弹率的影响

S/A——含砂率$\left(\frac{S}{A}=\frac{砂质量}{砂质量+石子质量}\right)$。

水灰比对喷射混凝土强度和回弹率的影响见图1-8-1。

8.2.2.3　**速凝剂掺量**

速凝剂的掺量应根据其产品说明书中提供的掺量范围，通过试验确定其最佳掺量值。速凝剂不宜掺得太多，否则会降低混凝土的后期强度，实践证明掺速凝剂会使混凝土的28天强度降低20%～30%。表1-8-11和表1-8-12为速凝剂对水泥凝结时间与强度的影响。图1-8-2为速凝剂对喷射混凝土强度增长速度的试验结果。

速凝剂对水泥凝结时间的影响　　表 1-8-11

速凝剂掺量	711 型		红星一型	
	初　凝	终　凝	初　凝	终　凝
0%	6h	8h	6h	8h
1%	1h	>2h	>1h	>2h
2%	2min	7.5min	1.5min	>1h
3%	1.25min	2.5min	1.5min	11min
4%	1.5min	3min	1.5min	2.75min
5%	2.5min	3.5min	2min	3.25min
6%	4.5min	7min	(2.18min)	(5min)

注：除有（　）者外，均采用上海水泥厂425号普通硅酸盐水泥。

速凝剂对水泥强度影响试验值　　表 1-8-12

速凝剂品种	掺　量	水泥净浆抗压强度（MPa）			备　注
		1（d）	7（d）	28（d）	
不　掺	0%	3	16.0	43.2	水灰比0.4，搅拌30秒试模尺寸4×4×4cm
711 型	2.5%	8	22.6	32.8	
红星一型	4.0%	7.9	20.0	30.5	

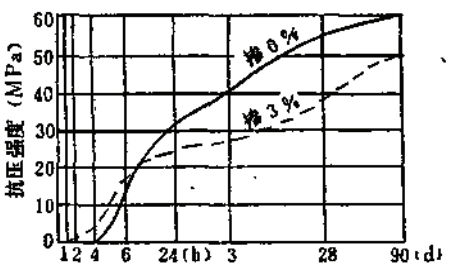


图 1-8-2　速凝剂对喷射混凝土抗压强度的影响

8.2.3　喷射混凝土的物理力学性质

8.2.3.1　喷射混凝土的力学性质（试验值）

（1）素喷混凝土的抗压强度见表1-8-13。

素喷混凝土的试验抗压强度 表 1-8-13

水泥品种	配比 水泥:砂:石子	速凝剂掺量 (%)	抗压强度 (MPa) 28 (d)	60 (d)	150 (d)
普硅 425号	1:2:1.5	0	35～43	40～48	45～53
普硅 425号	1:2:2	0	30～40	35～45	40～50
矿渣 325号	1:2:2	0	25～30	30～35	35～40
普硅 425号	1:2:2	2.5～4.5	20～25	22～28	—

（2）钢纤维喷射混凝土的抗压强度见表1-8-14。

钢纤维喷射混凝土的抗压强度（试验值） 表 1-8-14

序号	钢纤维规格及掺量 直径 d (mm)	长度 L (mm)	长细比 L/d	掺量 (体积百分比%)	抗压强度 (MPa)
1	0.3	20	67	1.0	38.4
2	0.3	25	83	1.0	36.0
3	0.3	25	83	1.5	46.8
4	0.4	20	50	1.0	44.6
5	0.4	25	63	1.5	46.0

注：混凝土配比为1:2:2，不加速凝剂，冶金部建筑研究总院资料。

（3）喷射混凝土的抗拉强度见表1-8-15。

素喷混凝土的抗拉强度（试验值） 表 1-8-15

水泥	配比 水泥:砂:石子	速凝剂掺量 (%)	抗拉强度 (MPa) 28 (d)	150 (d)
普硅 425号	1:2:2	0	2.0～3.5	3.0～4.0
矿渣 325号	1:2:2	0	1.8～2.5	2.5～3.0
普硅 425号	1:2:2	2.5～4.0	1.5～2.0	2.0～2.5

（4）钢纤维喷射混凝土的抗拉强度见表1-8-16。

钢纤维喷射混凝土的抗拉强度（试验值） 表 1-8-16

序号	钢纤维 直径 d (mm)	长度 L (mm)	长细比 L/d	掺量 (体积百分比%)	抗拉强度 (MPa)
1	0.3	25	83	1.0	4.1
2	0.3	25	83	1.5	4.3
3	0.4	25	63	1.0	3.5
4	0.4	25	63	1.5	4.0
5	0.4	25	63	2.0	4.4

注：混凝土配合比为1:2:2，不加速凝剂，冶金部建筑研究总院资料。

（5）钢纤维喷射混凝土的试验抗弯强度见表1-8-17。

钢纤维喷射混凝土的抗弯强度（试验值）　　表 1-8-17

序号	钢纤维				抗弯强度
	直径 d (mm)	长度 L (mm)	长细比 L/d	掺量（体积百分比%）	(MPa)
1	0.3	25	83	1.0	9.0
2	0.3	25	83	1.5	9.6
3	0.3	25	83	2.0	10.8
4	0.4	25	63	1.0	8.6
5	0.4	25	63	1.5	9.0
6	0.4	25	63	2.5	9.5

注：混凝土配合比为1:2:2，不加速凝剂，冶金部马鞍山矿山研究院资料。

（6）喷射混凝土的抗剪强度见表1-8-18。

素喷混凝土的抗剪强度（试验值）　　表 1-8-18

水泥	配比 水泥:砂:石子	速凝剂掺量 (%)	抗剪强度 (MPa)
普硅 425号	1:2.5:1.5	2	3.68
普硅 425号	1:2:2	3	3.67
普硅 425号	1:2:2	2.5～4.0	3.0～4.0

（7）喷射混凝土的粘结强度见表1-8-19。

喷射混凝土的粘结强度（试验值）　　表 1-8-19

粘结类型	配比 水泥:砂:石子	速凝剂掺量 (占水泥质量%)	粘结强度 (MPa)
与岩石	1:2:2	0	1.5～2.0
与岩石	1:2:2	2.5～40	1.0～1.5
与旧混凝土	1:2:2	0	1.5～2.0
与钢筋	1:2:2	0	3.5～4.5
与钢筋	1:2:2	4.0	2.5～3.5

（8）喷射混凝土的弹性模量见表1-8-20。

喷射混凝土的弹性模量（试验值）　　表 1-8-20

喷射混凝土的抗压强度 (MPa)	弹性模量 (MPa)
20.0	$2.0\sim2.3\times10^4$
25.0	$2.3\sim2.5\times10^4$
30.0	$2.5\sim2.7\times10^4$
35.0	$2.7\sim3.0\times10^4$

8.2.3.2 喷射混凝土的设计强度指标、重度、弹性模量

（1）不同强度等级素喷混凝土的设计强度按表1-8-21采用（喷射混凝土龄期1天的抗压强度不应低于5MPa）。

喷射混凝土的设计强度（MPa） 表 1-8-21

强度种类	喷射混凝土的强度等级			
	C 15	C 20	C 25	C 30
轴心抗压	7.5	10.0	12.5	15.0
弯曲抗压	8.5	11.0	13.5	16.0
抗拉	0.8	1.0	1.2	1.4

（2）钢纤维喷射混凝土的设计强度等级不应低于C20，其抗拉强度不应低于2MPa，抗弯强度不应低于6MPa。

（3）设计中采用的喷射混凝土与围岩的粘结力为：Ⅰ、Ⅱ类围岩不应低于0.8MPa，Ⅲ类围岩不应低于0.5MPa。

（4）喷射混凝土的重度一般为21.5～23kN/m³，在设计计算中可取22kN/m³。

（5）设计中采用的喷射混凝土的弹性模量按表1-8-22选取。

喷射混凝土的弹性模量（MPa） 表 1-8-22

喷射混凝土的强度等级	弹性模量
C 15	1.85×10^4
C 20	2.1×10^4
C 25	2.3×10^4
C 30	2.5×10^4

注：C15表示喷射混凝土的抗压强度为15MPa。

（6）设计中所采用的喷射混凝土的抗渗强度不应低于0.8MPa。

8.2.3.3 喷射混凝土的耐久性

1. 喷射混凝土的收缩变形

在室内自然养护条件下，360天的喷射混凝土收缩变形值为800×10^{-6}cm/cm。紧贴岩面部分的收缩值远比敞露部分的小，一般喷射混凝土的收缩裂纹是由其表面开始的，收缩变形的变化情况见图1-8-3。

2. 喷射混凝土的抗冻性

喷射混凝土的抗冻性能好，经200次冻融循环后，其抗压强度损失小于15%，试验结果见表1-8-23。

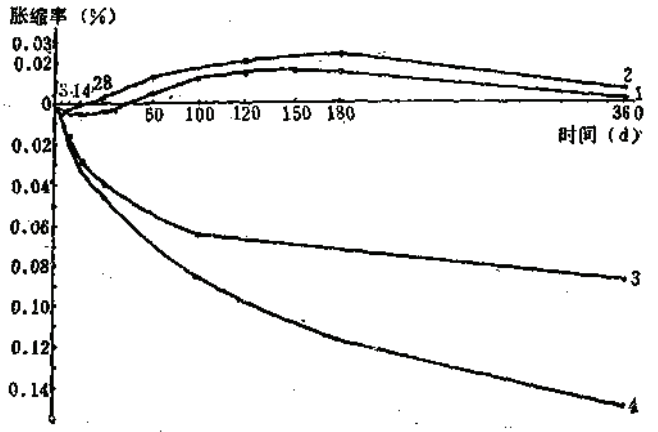


图 1-8-3　喷射混凝土胀缩曲线图

1—标准养护室养护，不加速凝剂；2—标准养护室养护，加速凝剂；3—室内自然空气养护，不加速凝剂；4—室内自然空气养护，加速凝剂

喷射混凝土冻融试验结果　　表 1-8-23

冻融循环次数	冻融状态	速凝剂	冻融试件强度（MPa）	标准试件强度（MPa）	冻融后强度变化率
150	饱和吸水	无	29.4	27.1	+8%
		有	23.5	24.0	-2%
	半浸水	无	32.4	33.3	-3%
		有	18.9	19.4	-3%
200	饱和吸水	无	28.8	32.2	-11%
		有	22.2	21.0	+6%
	半浸水	无	30.2	33.5	-10%
		有	20.8	19.0	+9%

3．喷射混凝土的耐蚀性

耐蚀性指混凝土抵抗硫酸盐浸蚀的能力。一般情况下，混凝土浸蚀一年后抗压强度降低25～35%（加速凝剂）至20～30%（不加速凝剂）。耐蚀试验结果见表1-8-24。

喷射混凝土耐蚀试验结果　　表 1-8-24

硫酸盐浓度（SO_4浓度%）	浸泡时间	速凝剂	浸泡试件强度（MPa）	标准试件强度（MPa）	浸泡后强度变化率（%）
2	一年	加	18.2	27.8	-34
		不加	23.6	33.4	-30
3	一年	加	20.8	27.4	-24
		不加	38.0	46.9	-19
4	一年	加	36.7	37.5	-2
		不加	30.9	40.9	-24

8.2.3.4 喷射混凝土的回弹率

喷射混凝土的回弹率一般侧墙为15%左右，拱部为20%左右。影响回弹率的主要因素有：

（1）喷射混凝土气流速度，见图1-8-4。

（2）喷嘴离工作面距离的影响：当喷距在60～80cm时，回弹率可降到10%左右。

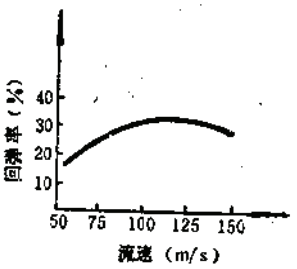


图 1-8-4 气流速度与回弹率的关系

（3）喷嘴角度的影响：$\theta=0°$时回弹率最低（θ角为工作面垂线与喷嘴夹角），θ角愈大，则回弹量也愈大。

（4）水灰比的影响：水灰比为0.37～0.42时，回弹率最低，水灰比降到0.2时，回弹率上升到30%。

（5）骨料粒径的影响：骨料粒径大于20mm时，回弹率显著增加。

（6）喷层厚度的影响：喷层厚度为3～4cm时，回弹率为30%左右，一次喷厚增加到8～10cm时，回弹率降到10%左右。

8.2.3.5 喷射混凝土的抗爆性

喷射混凝土支护具有良好的抗爆性，试验情况见表1-8-25。但需指出，当不能保证喷射混凝土与岩层间的粘结强度时，其抗爆性就会大大削弱。

喷射混凝土支护抗爆性试验结果 表 1-8-25

工程名称	支护类型	爆破类型	爆破点距支护处间距（m）	爆破与支护时间间隔（d）	爆破后支护情况
梅山铁矿主井	15cm厚喷射混凝土	普通掘进爆破	4～5	2	良好
孙岭煤矿竖井		光面爆破	1.2～2.0	1～2	无裂纹
梅山铁矿平巷交岔口	5～8cm喷射混凝土，局部有锚杆	普通掘进爆破	1.0～1.5	2	无裂纹
西南某铁矿隧道	10cm厚喷射混凝土	掘进爆破、大块二次爆破	10	1	良好
冶山铁矿平巷交岔口	5～10cm喷射混凝土、锚杆、钢筋网	普通掘进爆破	1.0	4	良好

8.2.3.6 喷射混凝土的预水化

骨料或砂含有一定的水份，当与水泥拌合后如不立即喷射使用，会使水泥产生预先水

化，这种现象叫预水化。水泥预水化将导致喷射混凝土早期和后期强度的降低。拌合料停放时间在 2 h 以内时，喷射混凝土的抗压强度约降低10%，停放时间超过 8 h，则强度约降低35%以上，故拌合料一般应在30min内用完。预水化对喷射混凝土强度的影响见表1-8-26。

预水化对喷射混凝土强度的影响　　表 1-8-26

拌合料配比（水泥:砂）	砂子含水率（%）	速凝剂掺量（%）	拌后停放时间（min）	抗压强度（MPa）				
				1 (d)	3 (d)	7 (d)	14 (d)	28 (d)
1:2.5	8	4	0	6.0	13.4	17.3	20.0	21.9
		0	0	4.0	9.0	16.9	21.9	23.2
		4	30	5.6	9.1	14.7	15.4	15.5
		0	30	3.5	7.6	16.5	21.4	23.1
		4	60	5.3	9.1	12.9	13.2	14.9
		0	60	3.4	7.4	16.3	21.3	22.8
		4	120	4.9	8.8	11.9	13.0	14.3
		0	120	2.7	7.1	15.9	19.4	20.2
		4	480	3.9	4.5	9.7	10.4	10.6
		0	480	1.8	4.9	10.8	14.0	15.0

8.3 锚喷支护设计

锚喷支护的型式有：锚杆支护、喷射混凝土支护、锚杆喷射混凝土支护、钢筋网喷射混凝土支护、锚杆钢筋网喷射混凝土支护、钢纤维喷射混凝土支护、钢架喷射混凝土支护、长锚索及其与短锚杆联合支护、桁架锚杆支护、超前围壁锚杆支护等。

锚喷支护设计方法主要有工程类比法、理论分析（计算）法和监控量测法（信息控制设计法）。鉴于岩石力学参数目前还难以准确确定，以及在计算模型上还存在一些问题，理论分析法计算结果与实际出入较大，一般只可做设计中的一种辅助方法。监控量测法是近年来发展起来的一种较为科学的设计方法，分为预先设计阶段和最后设计阶段，即先根据工程类比法确定锚喷支护参数和支护类型，在施工阶段根据现场监控量测数据经分析或计算对原设计进行修正。目前国内完全按监控量测法进行设计和施工的工程为数不多，但它是锚喷支护的发展方向。

因此，目前锚喷支护设计以工程类比法为主，必要时辅以监控量测及理论计算。监控设计和理论计算所需围岩稳定性质的计算指标，一般应通过现场实测得到。岩体的弹性模量E、粘结力C值应根据实测值折减后确定。无实测数据时，各类围岩的计算指标可按表1-8-40查用。围岩结构面的粘结力C_j和内摩擦系数$tg\varphi_j$值可按表1-8-38查用。

8.3.1 工程类比法

工程类比法是一种经验分类设计法，它以待建工程的围岩分类为基础，围岩类别的划分应按岩体结构类型、地质构造影响程度、结构面特征及与硐轴线夹角关系、岩石强度、地下水状况、地应力影响，岩体声波速度和完整性系数等因素，综合分析初步确定。围岩

分类见表1-8-27，另外还需考虑工程尺寸，断面形状及服务年限等因素，按表1-8-28和表1-8-29或参考已建工程（见8.3.9节）来确定井巷及硐室的锚喷支护参数和支护类型，也可参考表1-8-30选用。

围岩分类表 表 1-8-27

围岩分类	主要工程地质特征							毛硐稳定情况
	岩体结构	构造影响程度，结构面发育情况和组合状态	岩石强度指标		岩体声波指标		岩体强度应力比 S_m	
			单轴饱和抗压强度 f_b (MPa)	点荷载强度 I (MPa)	岩体纵波速度 V_{mp} (km/s)	岩体完整性指标 K_v		
Ⅰ	整体状及层间结合良好的厚层状结构	构造影响轻微，偶有小断层。结构面不发育，仅有两到三组，平均间距小于0.8m，以原生和构造节理为主，多数闭合，无泥质充填，不贯通。层间结合良好，一般不出现不稳定块体	>60	>2.5	>5	>0.75		毛硐跨度5～10m时，长期稳定，一般无碎块掉落
Ⅱ	同Ⅰ类围岩结构	同Ⅰ类围岩特征	30～60	1.25～2.5	3.7～5.2	>0.75		毛硐跨度5～10m时，围岩能较长时间（数月至数年）维持稳定，仅出现局部小块掉落
	块状结构和层间结合较好的中厚层或厚层状结构	构造影响较重，有少数断层，结构面较发育，一般为三组，平均间距0.4～0.8m，以原生和构造节理为主，多闭合，偶有泥质充填，贯通性较差，有少数软弱结构面。层间结合较好，偶有层间错动和层面张开现象	>60	>2.5	3.7～5.2	>0.5		
Ⅲ	同Ⅰ类围岩结构	同Ⅰ类围岩特征	20～30	0.85～1.25	3.0～4.5	>0.75	>2	毛硐跨度5～10m时，围岩能维持一个月以上的稳定，主要出现局部掉块、塌落
	同Ⅱ类围岩块状结构和层间结合较好的中厚层或厚层结构	同Ⅱ类围岩块状结构和层间结合较好的中厚层或厚层状结构特征	30～60	1.25～2.5	3.0～4.5	0.5～0.75	>2	
	层间结合良好的薄层和软硬岩互层结构	构造影响较重，结构面发育，一般为三组，平均间距0.2～0.4m，以构造节理为主，节理面多数闭合，偶有泥质充填。岩层为薄层或以硬岩为主的软硬岩互层，层间结合良好，少见软弱夹层，层间错动和层面张开现象	>60（软层，>20）	>2.5	3.0～4.5	0.3～0.5	>2	
	碎裂镶嵌结构	构造影响较重，结构面发育，一般为三组以上，平均间距0.2～0.4m，以构造节理为主，节理面多闭合，少数有泥质充填，块体间牢固咬合	>60	>2.5	3.0～4.5	0.3～0.5	>2	

续表

围岩分类	主要工程地质特征							毛硐稳定情况
	岩体结构	构造影响程度，结构面发育情况和组合状态	岩石强度指标		岩体声波指标		岩体强度应力比	
			单轴饱和抗压强度 f_b (MPa)	点荷载强度 I (MPa)	岩体纵波速度 U_{mp} (km/s)	岩体完整性指标 K_v	S_m	
Ⅳ	同Ⅲ类围岩块状结构和层间结合较好的中厚层或厚层状结构	同Ⅲ类围岩块状结构和层间结合较好的中厚层或厚层状结构特征	10～30	0.42～1.25	2.0～3.5	0.5～.075	>1	毛硐跨度5m时，围岩能维持数日到一个月的稳定，主要失稳形式为冒落或片帮
	散块状结构	构造影响严重，一般为风化卸荷带。结构面发育，一般为三组，平均间距0.4～0.8m，以构造节理、卸荷、风化裂隙为主，贯通性好，多数张开，夹泥，夹泥厚度一般大于结构面的起伏高度，咬合力弱，构成较多的不稳定块体	>30	>1.25	0.2	0.15	>1	
	层间结合不良的薄层、中厚层和软硬岩互层结构	构造影响严重，结构面发育，一般为三组以上，平均间距0.2～0.4m，以构造、风化节理为主，大部分微张（0.5～1.0mm），部分张开（>1.0mm），有泥质充填，层间结合不良，多数夹泥，层间错动明显	>30（软层，>10）	>1.25	2.0～3.5	0.2～0.4	>1	
	碎裂状结构	构造影响严重，多数为断层影响带或强风化带。结构面发育，一般为三组以上，平均间距0.2～0.4m，大部分微张（0.5～1.0mm），部分张开（>1.0mm），有泥质充填，形成许多碎块体	>30	>1.25	2.0～3.5	0.2～0.4	>1	
Ⅴ	散体状结构	构造影响严重，多数为破碎带，全强风化带，破碎带交汇部位，构造及风化节理密集，节理面及其组合杂乱，形成大量碎块体，块体间多数为泥质充填，甚至呈石夹土状或土夹石状			<2.0			毛硐跨度5m时，围岩稳定时间很短，约数小时至数日

注：1. 设计阶段，无声波定量指标时，可按岩体结构、结构面及其组合状态、岩石强度等因素，初步划分围岩类别。施工阶段还应参照声波指标，进行详细围岩分类。当按定性分类与定量指标分类有差别时，一般应以低者为准。

2. 一般地下水活动对Ⅰ、Ⅱ类围岩稳定性基本无影响，可不考虑围岩类别降低，但对充泥的软弱结构面有一定影响，应按其危害程度进行工程处理。对Ⅲ、Ⅳ类围岩，应根据地下水类型、水量大小、软弱结构面多少及其危害程度，酌情降级。

3. 岩体完整性系数K_V为

$$K_V=\left(\frac{V_{mp}}{V_{rp}}\right)^2$$

式中　V_{mp}——巷（硐）岩体声波纵波速度，km/s；

V_{rp}——巷（硐）岩石声波纵波速度，km/s。

4. 岩体强度应力比为

$$S_m = \frac{K_v f_b}{\sigma_1}$$

式中 σ_1—垂直硐轴线平面内的较大主应力，无地应力实测数据时，$\sigma_1 = \gamma H$，MPa；

γ—岩体重度，kN/m³；

H—覆盖层厚度，m。

5. 本表声波指标以孔测法测试值为准。如果用其他测试方法时，可通过对比试验，进行换算。
6. 层状岩体的单层厚度划分：厚层>0.5m；中厚层为0.1～0.5m；薄层<0.1m。
7. 一般条件下，确定围岩类别时，应以岩石单轴湿饱和抗压强度为准；当硐跨小于5m、服务年限小于10年的工程，确定围岩类别时，可采用点荷载强度试验或其他简易方法代替岩块单轴饱和抗压强度测试，可不做岩体声波指标测试。

巷（硐）、斜井的锚喷支护设计参数 表 1-8-28

围岩类别	$B\leqslant5$m	5m<$B\leqslant10$m	10m<$B\leqslant15$m	15m<$B\leqslant20$m	20m<$B\leqslant25$m
Ⅰ	不支护	50mm厚喷射混凝土	1. 80～100mm厚喷射混凝土 2. 50mm厚喷射混凝土，设置2.0～2.5m长的锚杆	100～150mm厚喷射混凝土，设置2.5～3.0m长的锚杆，必要时配置钢筋网	120～150mm厚钢筋网喷射混凝土，设置3.0～4.0m长的锚杆
Ⅱ	50mm厚喷射混凝土	1. 80～100mm厚喷射混凝土 2. 50mm厚喷射混凝土，设置1.5～2.0m长的锚杆	1. 120～150mm厚喷射混凝土，必要时配置钢筋网 2. 80～120mm厚喷射混凝土，设置2.0～3.0m长的锚杆，必要时配置钢筋网	120～150mm厚钢筋网喷射混凝土，设置2.5～3.5m长的锚杆	150～200mm厚钢筋网喷射混凝土，设置3.0～4.0m长的锚杆
Ⅲ	1. 80～100mm厚喷射混凝土 2. 50mm厚喷射混凝土，设置1.5～2.0m长的锚杆	1. 120～150mm厚喷射混凝土，必要时配置钢筋网 2. 80～100mm厚喷射混凝土，设置2.0～2.5m长的锚杆，必要时配置钢筋网	100～150mm厚钢筋网喷射混凝土，设置2.0～3.0m长的锚杆	150～200mm厚钢筋网喷射混凝土，设置3.0～4.0m长的锚杆	
Ⅳ	80～100mm厚喷射混凝土，设置1.5～2.0m长的锚杆	100～150mm厚钢筋网喷射混凝土，设置2.0～2.5m长的锚杆，必要时采用仰拱	150～200mm厚钢筋网喷射混凝土，设置2.5～3.0m长的锚杆，必要时采用仰拱		
Ⅴ	120～150mm厚钢筋网喷射混凝土，设置1.5～2.0m长的锚杆，必要时，采用仰拱	150～200mm厚钢筋网喷射混凝土，设置2.0～3.0m长的锚杆，采用仰拱，必要时加设钢架			

注：1. 表中的支护类型和参数，是指巷、硐和倾角小于30度的斜井的永久支护，包括初期支护与后期支护的类型和参数。

2. 服务年限小于10年及跨度小于3.5m的巷（硐）和斜井，表中的支护参数，可根据工程具体情况适当减小。
3. 复合衬砌的巷（硐）和斜井，初期支护采用表中的参数时，应根据工程的具体情况，予以减小。
4. 急倾斜岩层中的巷（硐）或斜井易失稳的一侧边墙和缓倾斜岩层中的巷（硐）或斜井顶部，应采用表中（2）种支护类型和参数，其他情况下，两种支护类型和参数均可采用。
5. Ⅰ、Ⅱ类围岩中的巷、硐和斜井，当边墙高度小于10m时，边墙的锚杆和钢筋网可不予设置，边墙喷射混凝土厚度可取表中数据的下限值；Ⅲ类围岩中的巷（硐）和斜井，当边墙高度小于10m时，边墙的锚喷支护参数可适当减小。
6. B为毛硐跨度。

竖井锚喷支护设计参数　　表 1-8-29

围岩类别	支护参数	
	$D<5m$	$5m\leqslant D<7m$
Ⅰ	100mm厚喷射混凝土，必要时，局部设置长1.5～2.0m的锚杆	100mm厚喷射混凝土，设置长2.0～2.5m的锚杆或150mm厚喷射混凝土
Ⅱ	100～150mm厚喷射混凝土，设置长1.5～2.0m的锚杆	100～150mm厚钢筋网喷射混凝土，设置长2.0～2.5m的锚杆，必要时加设混凝土圈梁
Ⅲ	150～200mm厚钢筋网喷射混凝土，设置长1.5～2.0m的锚杆，必要时加设混凝土圈梁	150～200mm厚钢筋网喷射混凝土，设置长2.0～3.0m的锚杆，必要时加设混凝土圈梁

注：1. 井壁采用锚喷作初期支护时，支护设计参数可适当减小。
2. Ⅲ类围岩中井筒深度超过500m时，支护设计参数应予以增大。
3. D为井筒毛直径。

按岩体质量指标（$R\cdot Q\cdot D$）的支护参数（美国1969年）　　表 1-8-30

$R\cdot Q\cdot D$	开挖隧道方法	可交替使用的支护系统		
		钢拱	锚杆	喷射混凝土
优质的	掘进机法	不需要，轻型钢拱，岩石荷载高度（0～0.2）B	不需要	不需要，局部使用
$R\cdot Q\cdot D>90$	传统方法	不需要，轻型钢拱，岩石荷载高度（0～0.3）B	不需要	不需要，局部使用，厚5～8cm
良好的	掘进机法	轻型钢拱，间距1.6～2.0m，岩石荷载高度（0～0.4）B	间距1.6～2.0m	不需要，局部使用，厚5～8cm
$75<R\cdot Q\cdot D<90$	传统方法	轻型钢拱，间距1.6～2.0m，岩石荷载高度（0.3～0.6）B	间距1.6～2.0m	局部需要，厚5～8cm
好的	掘进机法	轻型到中型钢拱，间距1.6～2.0m，岩石荷载高度(0.4～1.0)B	间距1.3～1.6m	拱顶厚5～10cm
$50<R\cdot Q\cdot D<75$	传统方法	轻型到中型钢拱，间距1.3～1.6m，岩石荷载高度(0.6～1.3)B	间距1.0～1.6m	拱及边墙厚≥10cm
差的	掘进机法	中等圆形钢拱，间距1.0～1.3m，岩石荷载高度(1.0～1.6)B	间距0.65～1.3m	拱及边墙厚10～15cm与锚杆共同使用
$25<R\cdot Q\cdot D<50$	传统方法	中型或重型圆形钢拱，间距0.65～1.3m，岩石荷载高度(1.3～2.0)B	间距0.65～1.3m	拱及边墙厚≥15cm与锚杆共同使用
很差 $R\cdot Q\cdot D<25$（不包括挤入及膨胀土）	掘进机法	中型或重型圆形钢拱，间距0.65m，岩石荷载高度(1.6～2.2)B	间距0.65～1.3m	拱及边墙厚≥15cm与钢拱共同使用
	传统方法	重型圆形钢拱，间距0.65m，岩石荷载高度(2～2.8)B	间距1.0m	全断面厚度≥15cm与钢拱共同使用
很差（挤入及膨胀土）	掘进机法	加重型钢拱，间距0.65m，荷载高度达75m	间距0.65～1.0m	同上
	传统方法	加重型钢拱，间距0.65m，荷载高度达75m	间距0.65～1.0m	同上

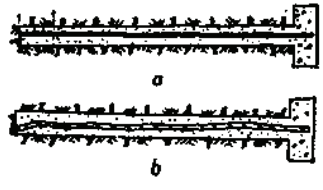
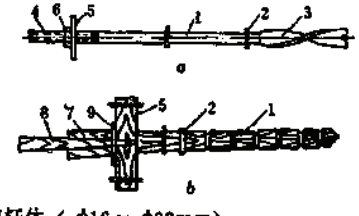
注：1. 岩体质量指标$R\cdot Q\cdot D$定义为$(\Sigma L>10/\Sigma L)\times 100\%$，式中$\Sigma L$—钻进总长度，$\Sigma L>10$—所能钻取长度大于10cm岩芯的总长度。
2. 表中B为巷道宽度。
3. 适用于巷道直径为5～10m。

8.3.2 锚杆支护设计

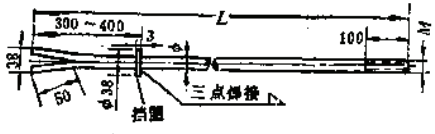
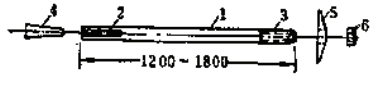
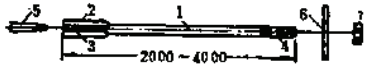
8.3.2.1 锚杆的类型及技术特征

锚杆的类型及技术特性见表1-8-31，钢筋砂浆锚杆的锚固力见表1-8-32，M-1型树脂锚杆的锚固力见表1-8-33，KM-84型快硬力泥卷锚杆的锚固力见表1-8-34，缝管式锚杆在不同岩石中的锚固力见表1-8-35，缝管式锚杆锚固力试验值见表1-8-36。

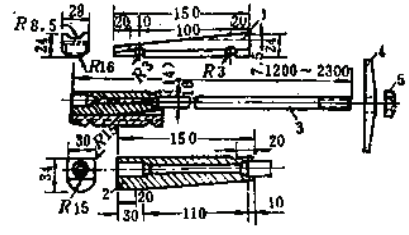
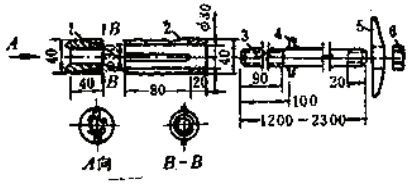
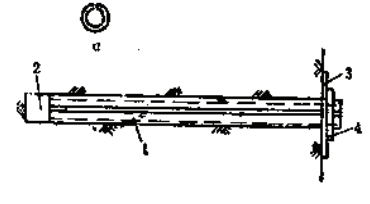
锚杆的类型及技术特征 表 1-8-31

类型或材料		结构简图	主要技术性能及优缺点	使用范围
全长粘结型	普通水泥砂浆锚杆 早强水泥砂浆锚杆	 a 光面钢筋及螺纹钢筋砂浆锚杆 b 钢丝绳砂浆锚杆	杆体可用25锰硅，20锰硅及3号钢筋，钢筋杆体直径14～22mm，钢丝绳（废旧）直径一般为≥10mm。有普通水泥砂浆（强度等级≥MM20）锚杆，早强水泥砂浆锚杆。杆孔直径比杆径大15mm左右，杆体的设计抗拔力不低于50kN。废旧钢丝绳应事先去油污、除锈 结构简单、安装方便，锚固力大，是最广泛采用的一种锚杆	普通水泥砂浆锚杆可用于井巷工程永久性支护 早强水泥砂浆锚杆用于自稳时间短的围岩支护及井筒装备工程
端头锚固型	M-1型树脂锚杆（杆体）	 a 钢杆体（φ16～φ22mm）； b 木杆体（φ38mm）； 1—杆体；2—挡圈；3—锚头（φ38mm，长200～250mm）；4—丝扣；5—木垫板（400×200×50mm）；6—螺母；7—楔缝（长170～270，宽3mm）；8—楔子（长150～250mm宽36mm，上厚36mm，下厚3mm）；9—加固钢套（同压缩木锚杆）	由树脂药包和杆体组成，其锚固力达50kN以上，设计锚固力≥50kN。竖井井筒装备中固定罐道梁用的锚杆直径一般为22～32mm，其长度为杆体直径的12倍以上。锚杆孔径一般为42mm，为减少药包的耗量，经与施工单位协商也可用φ38、φ40mm的孔径 杆体装完后15～18min即可安装垫板紧固螺帽、承载。固化时间≤10min	木锚杆不防腐可使用一年以上，防腐处理后配合喷浆可用于五～十年的采区巷道。金属锚杆同上。也用于竖井井筒装备工程 适用于中硬以上及软岩中

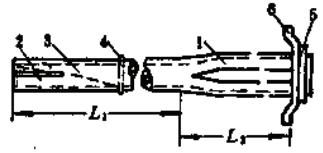
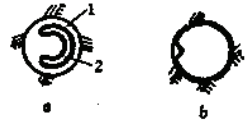
续表

类型或材料		结构简图	主要技术性能及优缺点	使用范围
端头锚固型	KM-84型快硬水泥卷锚杆	 杆体直径16～22mm	通过调整快凝快硬的早强型水泥的成分和配比或添加外掺剂的方法来实现快硬早强的目的，能及时承载。快硬水泥卷锚固剂由硫铝酸盐水泥和双快型水泥配制而成，水泥卷内的装填密度为1.14～1.48g/cm³，使浸水后的水灰比控制在0.34～0.35之间。其强度增长快（0.5～1.0h，强度可达20MPa）。终凝时间≤12min，设计锚固力≥50kN 具有锚固力大，制作及施工简便，安装速度快，成本低廉（庞庄煤矿核算每根3.8元，而压缩木锚杆为10元，缝管式为6.5元，树脂锚杆为5元）	同M-1型金属杆体锚杆
	楔缝式	 1—杆体（φ20～25mm）；2—楔缝（长150～250，宽2～3mm）；3—丝扣；4—楔子（长130～150mm，宽18～20，20～22、23～25mm，上厚22～25mm，下厚3mm）；5—垫板；6—螺帽	结构简单，易加工，安装方便。缺点是耗钢量大，不能回收复用，对眼深要求严格。设计锚固力40kN，在中硬岩层中锚固力在40kN以上，加大锚头可达60～80kN。锚头参数按下列公式求得 $t \leqslant \sqrt{(d_1-2\Delta)^2-b^2}$ $d-\delta+t-d_1=4\sim6$ $\mathrm{tg}\alpha<\mathrm{tg}\varphi$ 式中 t—楔子上端厚，mm； d_1—钻孔直径，mm； Δ—楔子与孔壁间的最小间隙，mm； b—楔子宽度，与杆径相等或略小，mm； d—杆径，mm； δ—纵缝宽度，mm； α—楔角之半，3°～4°； φ—楔子与杆体材料的摩擦角，取5°40′，楔子可用钢或生铁	用于井下永久性工程或采区主要巷道、硐室。适用于$f>4$的岩层中，在中硬岩层中可得到最佳锚固力
	大锚头楔缝式	 1—杆体（φ20～25mm）；2—锚头（φ32～36mm）；3—楔缝（长150～250mm，宽2～3mm）；4—丝扣；5—楔子（长130～150mm，宽30～36mm）；6—垫板；7—螺帽		

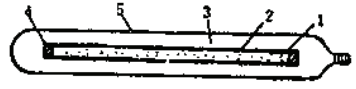
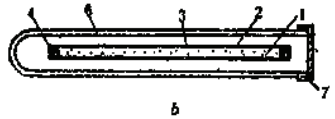
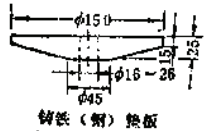
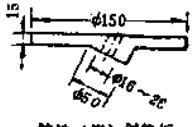
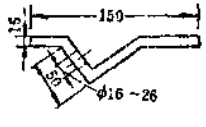
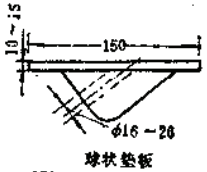
续表

类型或材料		结构简图	主要技术性能及优缺点	使用范围
端头锚固型	倒楔式	 1—铸铁活楔（长150mm，宽29mm）；2—固定楔（长150mm，宽30mm）；3—杆体（ϕ14～22mm）；4—垫板；5—螺帽	锚头由生铁铸造在杆体上的固定楔和生铁铸造的活楔组成，制造较楔缝式复杂。设计锚固力≥50kN，根据经验，固定楔与活楔装平后，沿锚头横向的最大尺寸应比钻孔大5～8mm。锚杆可以回收复用	用于井下永久性工程或采区主要巷、硐。回收后还可做为临时支护或用于服务年限较短的工程。适用于中硬以上围岩中
	胀圈式	 1—楔子；2—胀圈；3—杆体（ϕ14～22mm）；4—挡圈；5—垫板；6—螺帽	锚头与围岩接触面大，锚固可靠，一般锚固力可达100～130kN以上，便于回收。但结构复杂，制造费工，成本较高，国内使用较少	用于井下永久性工程采区主要巷、硐，回收后还可做为临时支护或用于服务年限较短的工程 适用于硬、软围岩中
摩擦型	缝管式	 a—缝管锚杆断面； 1—杆体；2—锚杆孔；3—垫板；4—挡圈	1．缝管锚杆杆体材料宜用16锰或20锰硅钢管—外径38～45mm、壁厚2.0～2.5mm、缝宽13～18mm 2．楔管锚杆可用壁厚2.75～3.25mm的3号钢管，其缝管段的外径为40～45mm，缝宽不大于20mm；其圆管段的内径不小于27mm；宜采用120×120×4mm碟形垫板。 3．杆体极限抗拉力不应小于20kN挡圈与管壁焊接处的拉脱力不应小于80kN。 4．缝管式锚杆初锚固力不应小于25kN/m；带端头锚塞的缝管锚杆或楔管锚杆有较高锚固力	因其安装后能即时承载，且随围岩变形增大锚固力，所以特别适用于松软破碎岩体中巷、硐及采场顶板支护

续表

类型或材料		结构简图	主要技术性能及优缺点	使用范围
摩擦型	楔管式	 1—圆管段；2—楔块；3—顶锚段；4—间环；5—挡圈；6—垫板	5. 锚孔直径比锚杆外径小的径差值 岩石单轴饱和抗压强度（MPa）｜径差（mm） >60｜1.5～2.0 30～60｜2.0～2.5 <30｜2.5～3.5	同上
	涨管式	 a—涨开前；b—涨开后； 1—锚杆孔；2—杆体	利用高压水将折叠的锚杆体（采用滚压工艺由塑性，韧性较好的低碳钢管φ41×2mm加工而成为φ28mm）逐渐涨开、使锚杆管壁密贴在孔内。水压300bar左右，钻孔直径40～45mm，杆长1.5～3m，初锚固力80kN以上。山东新汶矿务局研制，1985年底通过部级鉴定 具有安装简便、安全、锚固质量可靠、工人乐于使用等优点	同上
快硬水泥卷		 a—实心圆柱浸水式；b—特种包装浸水式	规格：直径×长度φ37×275mm，锚固长度为400mm时每根锚杆用两个水泥卷（0.15元），每个卷装水泥430g。有早承载、无毒、不燃、不老化等优点 研制单位：西安矿业学院锚杆组，徐州矿务局庞庄矿等（还有煤科院北京建井所和兴隆庄煤矿研制的快硬普通水泥卷等）	井下锚喷支护及井筒装备工程

续表

类型或材料	结构简图	主要技术性能及优缺点	使用范围
树脂药包	 a  b a—用塑料袋包装；b—用玻璃包装；1—固化剂加填料；2—玻璃管（φ8～10mm）；3—不饱和聚脂树脂；4—堵头；5—聚乙烯外袋；6—玻璃管；7—硬塑料盖	型号规格表 型号：761、762、763 规格 直径×长度（mm）：φ36×320、φ36×220、φ38×380 体积（cm^3）：310、210、420 质量（g）：620、400、840 生产厂家：淮南矿务局合成材料厂	761型（配合钢杆体）， 762型（配合木杆体）与M-1型树脂锚杆联合用于井下锚喷支护、井筒装备工程
端头锚固型锚杆垫板	 钢垫板 150～200×150～200×6～10mm  铸铁（钢）垫板 φ150×15～25mm  铸铁（钢）斜垫板 φ150×15mm  角铁状垫板 150×150×15mm  球状垫板 150×150×10～15mm		

注：1. 端头锚固型锚杆材料宜采用20锰硅钢或3号钢钢筋。

2. 端头锚固型锚杆服务年限大于5年时应全孔注满沙浆。

3. 钢管爆扩锚杆也属摩擦锚杆的一种（钢管在锚杆孔内通过分段适量炸药的爆扩，形成均匀的串珠状，使杆体与孔壁产生强大的摩阻力），锚固效果好，工人乐于用，在国内还在试验应用阶段，很有发展前途。

钢筋砂浆锚杆锚固力实测值　　表 1-8-32

项目		锚固深度 (mm)					
		100	200	300	400	500	600
φ19	锚固力Q，kN	35.0	46.6	64.3	83.3	78.8	90.0
	位移量δ，mm	17	16	6	21	11	27
	粘结力C，MPa	6.47	4.03	3.56	3.48	2.64	2.51
Φ18	锚固力Q，kN	32.6	67.2	104.6	115.0	118.8	126.0
	位移量δ，mm	12	15	16	21	34	34
	粘结力C，MPa	5.77	6.62	6.14	5.08	4.19	3.70
Φ18带弯钩	锚固力Q，kN	36.6	114.3	109.2	108.7	129.3	130.8
	位移量δ，mm	14	17	61	28	30	46
	粘结力C，MPa	6.48	10.1	6.42	4.80	4.56	3.85

注：本表摘自建字02部队011部队，长沙黑色冶金矿山研究院编写的《钢筋砂浆锚杆试验研究与应用》。

M-1 型树脂锚杆锚固力实测值　　表 1-8-33

钢筋直径 (mm)	锚固长度 (cm)	锚固力 (kN)		
		平均	最大	最小
φ22	8	72.9	92.5	59
φ25	25	139	142	132
Φ22	8	110	135	91
Φ16	8	90	106	76
Φ16	10	125	127	121

KM-84 型快硬水泥卷锚固力实测值　　表 1-8-34

岩石	杆径 (mm)	锚固长度 (mm)	龄期 (min)	锚固力 (kN)		
				平均	最大	最小
泥岩	φ14	400	30	70.6	71.2	70
粘土岩	φ14	400	60	76.8	79.6	74
煤层	φ14	400	60	34.8	47.6	27.5
砂质页岩	φ16	400	60	64.6	65.6	62.8
砂岩	φ16	400	60	63.3	65.5	62.6

缝管式锚杆在不同岩石中锚固力实测值 表 1-8-35

岩石名称	黑色页岩	锰矿体	黑色页岩	砂岩	板岩
坚固性系数 f	2～3	5～6	5～7	8	4～5
初始锚固力 (kN)	79.0	86.1	82.5	88.2	74.0

注：杆径与孔径差为1.5～2.5mm，锚杆长1.5m。

缝管式锚杆锚固力试验值 表 1-8-36

锚杆规格 直径×壁厚 (mm)	锚杆材质	锚杆长度 (m)	试验根数	杆径与孔径差 (mm)	锚固力 (kN) 最大	最小	平均
$\phi39.5\times2.5$	S45c	1.0	17	-1.0～-4.2	102.5	23.5	53.1
		1.2	5	-1.7～-3.5	96.8	41.7	65.2
		1.5	25	-1.3～-3.5	106.8	47.0	77.1
		1.8	9	-1.1～-3.4	94.0	54.1	78.3
		2.0	5	-1.3～-2.8	92.5	66.9	81.8
$\phi38.5\times2.3$	16 Mn	1.0	8	-1.5～-3.0	50.7	27.0	35.3
		1.2	6	-1.5～-3.0	53.6	23.1	39.7
		1.5	7	-1.5～-3.0	74.6	40.9	55.4

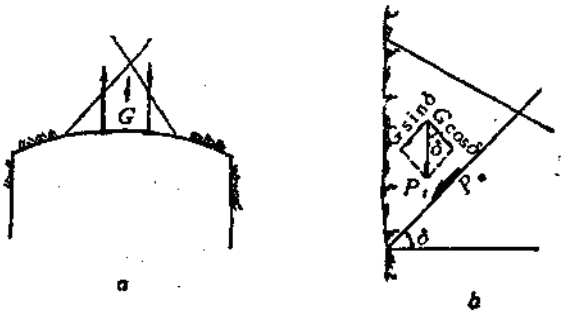
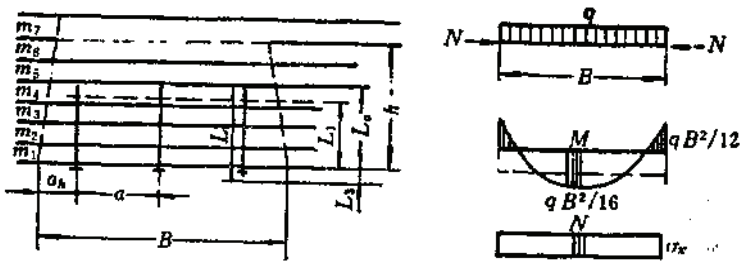
注：试验处的岩石坚固性系数$f=2\sim8$。

水力膨涨锚杆的设计锚固力为100～200kN。

根据冶金部长沙矿山研究院在锡矿山，湘西金矿等采场所进行的试验，在$f=4\sim18$的各类岩石中，楔管式锚杆的锚固力都达110～130kN，在风化软弱页岩中，也可达80kN。

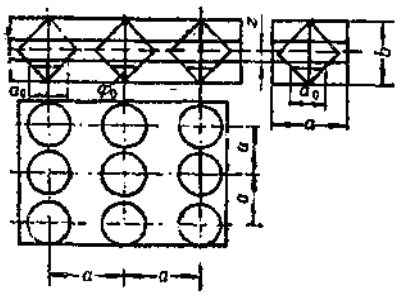
8.3.2.2 锚杆支护计算方法

锚杆支护的计算方法见表1-8-37，表中所列的各种计算方法都是按锚杆独立作用时假定的简化力学模型（不同条件下）计算的，但同样适用于锚杆与其他材料联合使用的情况。

计算方法	基本假设	计算简图、公式及步骤
局部锚杆（索）支护计算法	拱腰（自拱顶至拱脚间弧长之中点）以上按单体锚杆悬吊理论计算；拱腰以下按单面滑动块体计算	 1.拱腰以上支护抗力计算—确定锚杆（索）断面积 1).对水泥砂浆锚杆 $KG \leqslant nA_s f_{st}$ 2)对预应力锚索（杆） $KG \leqslant nP$ 或　$KG \leqslant nA_y \sigma_{con}$ 2.拱腰以下及边墙局部锚杆支护抗力计算 1)对水泥砂浆锚杆 $KG_1 \leqslant fG_2 + nA_s f_{st} + CA$ 2)对预应力锚索（杆） $KG_1 \leqslant fG_2 + P_t + fP_n + CA$ 3.锚杆（索）长度L计算 局部锚杆(索)应锚入稳定岩体。水泥砂浆锚杆或预应力锚索的水泥砂浆胶结式内锚头锚入稳定岩体中的长度 L_2 既要满足砂浆与钢筋（索）粘结力的要求，又要满足砂浆与钻孔壁间粘结力的要求，即 1)　$L_2 \geqslant K_1 \frac{d_1}{4} \frac{f_{st}}{f_{cr}}$ 2)　$L_2 \geqslant K_1 \frac{d_1^2}{4d_2} \frac{f_{st}}{f_{cr}}$ 3)　锚杆长度L $L = L_1 + L_2 + L_3$ 4.锚杆间距a $a \leqslant \frac{d_1}{2} \cdot \sqrt{\frac{\pi f_{st} A_1}{K_2 G_2}}$
按岩石组合梁计算法	系统布置的锚杆将巷道周边一定范围内的多层岩层压紧联系成"岩石组合梁"（两端固定）	

计 算 方 法 表 1-8-37

说 明	适用条件
G—锚杆（索）承受的危石重力，根据地质调查用赤平极射投影等方法确定，N； K—安全系数，取2。 n—锚杆（索）根数。 A_s—单根锚杆杆体的截面积，m^2 A_y—单根预应力锚索或预应力锚杆杆体的截面积，m^2 f_{st}—水泥砂浆锚杆钢筋设计抗拉强度，MPa P—单根预应力锚索或预应力锚杆的预张拉力值，N σ_{con}—预应力锚索或预应力锚杆张拉控制应力，MPa G_1、G_2—分别为不稳定岩块平行作用于滑动面和垂直作用于滑动面上的分力，由块体平衡计算求得，N C—岩石滑动面上的粘结力，MPa，见表1-8-38 A—岩石滑动面的面积，m^2 f—滑动面的摩擦系数，由实测得到或参考表1-8-38 f_{sv}—水泥砂浆锚杆钢筋设计抗剪强度，MPa P_t、P_n—分别为预应力锚索或预应力锚杆作用于不稳定岩块上的总压力在抗滑动方向及垂直于滑动方向上的分力，N L_1—围岩破坏区高度，可通过地质调查或量测取得，或按普氏冒落拱高估算，m L_2—锚杆（索）锚入稳定岩体中的长度，m L_3—锚杆外露长度，对砂浆锚杆，L_3=喷厚+0.02～0.05m；对金属预应力锚杆，L_3=垫板厚+螺帽厚+0.02～0.03m；对预应力长锚索，L_3由外锚头结构尺寸或按工程类比法确定，m d_1、d_2—分别为锚杆（索）和锚孔直径，m f_{cs}—水泥砂浆与钢筋（锚索）的设计粘结强度，树脂锚杆：$f_{cs}=0.1f_b$（f_b为岩石单轴抗压强度）；光面钢筋：$f_{cs}=2.5\sim4$MPa；螺纹钢筋：$f_{cs}=5\sim8$MPa f_{cr}—水泥砂浆与孔壁的设计粘结强度，见表1-8-39 K_1—安全系数，取1.2 A_1—不稳定块体出露面积，由地质调查确定，m^2 K_2—安全系数，取2～3 G_3—位于拱顶的不稳定块体重力，$G_3=\gamma hA_1$，（γ为岩石重度，N/m^3，h为危石高度，m）；位于拱腰以下不稳定块体则为其平行作用于滑动面上的分力，通过块体平衡计算求得，N 拱腰以上锚杆布置的方向应有利于锚杆受拉，拱腰以下及侧墙的锚杆布置应逆着不稳定块体的滑动方向布置	局部布置的锚杆适用于整体稳定性较好但存在因地质构造或施工爆破形成的危石或局部不稳定的围岩中。 预应力锚索用于大跨度、高边墙的大型地下硐库的支护（常配合短锚杆和喷射混凝土）、金属矿山矿房顶板管理及露天矿边坡维护等工程
组合梁的最大主应力为： $\sigma_{max}=\frac{N}{A_0}\pm\frac{M}{W_1}$，而$\frac{N}{A_0}=\sigma_x=\gamma H\lambda$ 式中 N—轴向力，N A_0—组合梁断面积，m^2 σ_x—原始侧压应力，MPa（γ为岩石重度，N/m^3；H为巷道埋深，m；λ为原岩应力系数） M—梁之弯矩，$N\cdot m$ W_1—组合梁之断面系数（小于整体梁），$W=\psi\frac{L_1}{6}$，ψ为与组合的岩层数目有关的系数，	裂隙不发育的层状岩体，平顶巷道，预应力锚杆

计算方法	基本假设	计算简图、公式及步骤
按岩石组合梁计算法	系统布置的锚杆将巷道周边一定范围内的多层岩层压紧联系成“岩石组合梁”（两端固定）	1.锚杆长度L计算 1）当σ_{max}与岩石的计算抗压强度相等时，锚固有效长度L_1为 $L_1=\sqrt{\frac{3K_3qB^2}{8\psi(f'_y-\sigma_x)}}$ 2）当σ_{max}与岩石的计算抗拉强度相等时，L_1为 $L_1=\sqrt{\frac{3K_3qB^2}{8\psi(f'_t+\sigma_x)}}$ 3）锚杆的穿入长度（L_a，m） $L_a=1.2L_1$ 4）锚杆长度L $L=L_a+L_1$ 2.锚杆间距a 锚杆间距a和锚固力P应满足以下两个条件： 1）使组合梁的各岩层不发生滑动 $a=\sqrt{\frac{[P_0\mathrm{tg}\varphi_1+0.785(b-2z)^2\mathrm{tg}^2\varphi_0(C_1+\theta f_0)]L_1^3}{1.5PK_3B(0.25L_1^2-Z^2)}}$  2）锚杆还必须满足最下面一层岩石的稳定性 $a=m_1\sqrt{\frac{8f'_{t1}}{3K_4q'}}$ 上式只适用于最下一层岩石厚度不小于0.1～0.15m的情况。如小于0.1～0.15m，则应加大托板

续表

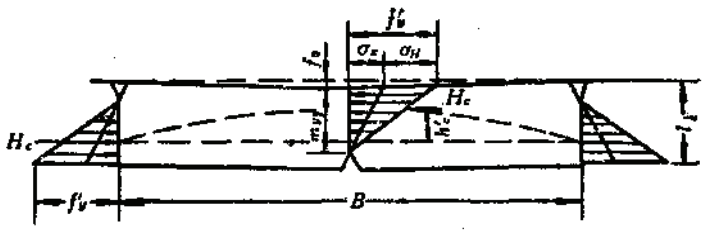
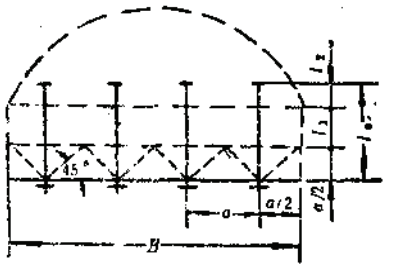
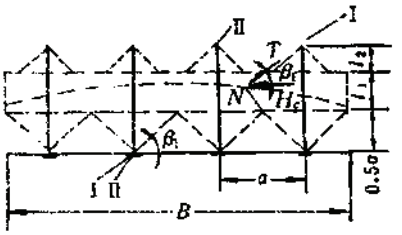
说明	适用条件
组合的岩层数 1 2 3 ≥4 ψ 1 0.75 0.7 0.65 故 $\sigma_{max}=\sigma_x\pm\frac{3K_2qB^2}{8\psi L_1^2}$，推得左栏公式 f'_y—岩石的设计抗压强度，MPa f'_l—岩石的设计抗拉强度，MPa（考虑到偶尔出现的裂隙影响，f'_y、f'_l可取试验强度的0.8～0.6倍） q—梁上的均布荷载，$q=\gamma h$（h为组合梁高度，由地质调查或冒落拱高经验公式求得） B—巷道宽度，m K_2—安全系数，当用掘进机掘进或未受爆破影响时取2～3；当用钻爆法掘进时取3～5；当受回采工作面大爆破影响时取5～6 P_a—锚杆预拉应力，对无预应力锚杆，由于岩层变形也可产生30～50kN 的拉力 P—锚杆的锚固力，N $tg\varphi_1$—岩层接触面的摩擦系数； $tg\varphi_1$值表	同上

相互摩擦物体	干摩擦系数	湿摩擦系数	相互摩擦物体	干摩擦系数	湿摩擦系数
钢—钢	0.15～0.20	0.10～0.15	花岗岩—花岗岩	0.60～0.70	0.30～0.50
钢—铁	0.15～0.20		砂岩—砂岩	0.60～0.70	0.30～0.50
钢—花岗岩	0.40～0.50	0.30～0.40	石灰岩—石灰岩	0.60～0.75	0.30～0.50
钢—砂岩	0.35～0.40	0.32～0.38	煤—煤	0.50～0.60	0.30～0.40
钢—石灰岩	0.25～0.40		页岩—页岩	0.40～0.50	0.26～0.30
钢—煤	0.45～0.50	0.38～0.42	木—石	0.40～0.60	

C_1—取岩层内聚力的0.3～0.5倍，MPa
f_v—岩石设计抗剪强度，可取试验值的0.3～0.5倍，MPa
θ—抗切面积系数，取0.1～0.2
l_k—同前
B、b、Z—见图
m_1—最下一层岩层厚度，m
f'_{l1}—最下一层岩层的设计抗拉强度，取试验值的0.3～0.4倍，MPa
q'—最下一层岩层的荷载，可取νm_1，N/m²
K_4—安全系数，取8～10
λ值表：

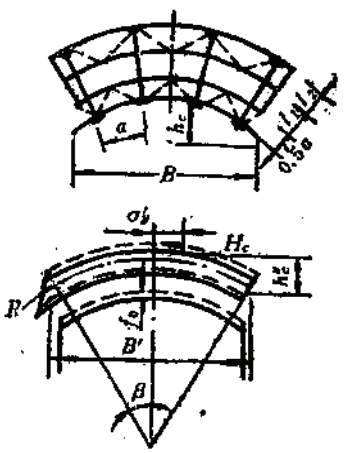
原岩状态	弹性	弹塑性	静水平衡
λ 值	$\frac{\nu}{1-\nu}$	$\frac{\nu}{1-\nu}<\lambda<1$	1.0

ν—围岩的泊松比。

计算方法	基本假设	计算简图、公式及步骤
按三铰拱原理计算法	岩体被裂缝切割成块体状结构，由于锚杆的作用，使其挤压成三铰拱系统而稳定	1. 平顶巷道  1）锚固的有效厚度 L_1  $L_1=\dfrac{B}{\sqrt{\dfrac{3(f'_y-\sigma_x)}{qK_s}}}+f_s$ 2）锚杆穿入长度 L_2（取 $a\leqslant 0.7L_0$） $L_2=L_1+0.5a+L_2=1.5\ (L_1+L_1)$ 3）锚杆长度 L $L=L_2+L_3$ 4）锚杆间距和锚固力验算——用锚固层的抗切能力和锚杆的悬吊能力验算 （1）锚固层抗剪切能力验算 对预应力为 P 的锚杆，任意断面的抗切稳定条件为（Ⅰ—Ⅰ断面）：  $H_c\leqslant(H_cf_1+nP_0)\,\mathrm{tg}\beta_1+nP_0f_1+\dfrac{2f_sL_1K'}{\sin2\beta_1}$ 对无预应力锚杆则为： $H_c\leqslant H_c\mathrm{tg}\beta_1f_1+nf_{sy}\dfrac{F_b}{\cos^2\beta_1}+\dfrac{2f_sL_1K'}{\sin2\beta_1}$ 不通过锚杆的断面（Ⅰ—Ⅰ）是最危险的断面之一，此时 $n=0$

续表

说明	适用条件
B—巷道宽度，m σ_x—原始侧压应力，$\sigma_x=\gamma H\lambda$，MPa，符号意义同前； f'_y—岩石设计抗压强度，$f'_y=f_y\zeta\eta$，MPa（f'_y为岩块试验抗压强度） ζ—岩性系数，对脆性岩石（如花岗岩、石英砂岩等）取1～0.7；对塑性岩石（如砂岩、页岩、中等稳定灰岩等）取0.7～0.5 η—岩层赋存系数，一般取0.2～0.3，当裂隙不发育且巷道服务年限不长时，取0.4～0.5 f_e—岩梁中间的挠度，$f_e=K_5f$，$f=0.156\dfrac{qB^4}{EL_1^3}$ f—计算求得的挠度，m K_6—安全系数，对脆性岩石取3～5，对脆塑性岩石取5～7 E—岩石的弹性模量，MPa L_2—锚杆锚入稳固岩层中的长度，取0.3～0.4m，或同前由计算确定 L_3—同局部锚杆支护计算法 f_1—沿切面的岩石摩擦系数，见上面$tg\varphi_1$值表 n—切面通过的锚杆根数 f_p—岩石的抗剪强度，取试验内聚力C值的0.1～0.2倍，MPa K'—实际剪切面积系数，取0.5 β_1—如图示 H_e—由荷载产生的水平推力，对平顶巷道，如果在铰接处的压应力呈三角形分布，则允许的水平推力为：$H_e\leqslant\dfrac{\sigma_h m_y}{2}a_1$，若为均匀分布的荷载$q$，则$H_e\leqslant\dfrac{qB^2K_3}{8h'_e}$。对拱形巷道，三角形荷载作用下产生的水平推力，三角形荷载作用下为：$H_e=\dfrac{(f'_y-\sigma_x)\ 0.5L_1}{2}$，均布荷载作用下为：$H_e=\dfrac{K_3qB'^2}{8h'_e}$，MPa m_y—铰接处受压面的高度，$m_y=\dfrac{3}{4}(L_1-f_e)$，m a_1—梁宽，取单位长1m h'_e—见图，$h'_e=\dfrac{1}{2}(L_1-f_e)$，m σ_H—铰接处开始破坏时由推力引起的应力，$\sigma_H\leq\dfrac{2}{3}\dfrac{K_3qB^2}{(L_1-f_e)^2}$ 其他符号意义同前 δ—$\delta=\dfrac{h_e}{B}$，符号意义见图 h_e—拱矢高，m B'—见图，$B'=B+\dfrac{2}{3}L_1\sin\beta$，$\sin\beta=\dfrac{B}{2(R+0.5a)}$ R—圆弧拱半径，当为$\dfrac{1}{3}$或$\dfrac{2}{5}$三心拱时，$R=0.692B$或$R=0.592B$，当为半圆拱或弧形拱时， $R=\dfrac{B^2+4h_c^2}{8h_e}$ 其他符号意义同前	岩石被裂隙切割、呈块体化结构，预应力或非预应力锚杆，平顶或拱形巷道

计算方法	基本假设	计算简图、公式及步骤
按三铰拱原理计算法		$tg\beta_1=\frac{L_2}{a}=D$，若取$\sin\beta_1\approx1$，则不管对哪种锚杆，其$D$应为： $D\approx\frac{L_2}{a}>\frac{1}{f_1}-\frac{2f_oL_1K'}{H_cf_1}$ (2) 锚杆悬吊能力验算 悬吊厚度取$L_1+0.5a$，若取2～3倍的安全系数，则锚固力为： $P\approx(2\sim3)\gamma a^2(L_1+0.5a)$ 在被纵横裂隙切割、不完整的层状岩石中，以用钢筋砂浆锚杆为佳 2. 拱形断面巷道 锚固的有效厚度 L_1 $L_1=\frac{K_3qB'}{2\delta(f'_y-\sigma_x)}$ 锚杆的长度、间距及锚固力的计算同平顶巷道 3. 锚杆直径：由经验或类比法确定 
按能量平衡原理计算法	基本原理为围岩—支护体系的能量平衡，即巷道开挖后，围岩产生弹性和弹塑性变形。弹形变形以声波传递并释放出势能（在支护前完成，不作用在支护上），弹塑性变形在巷顶形成一卸载区，应力场中的势能变成热能声能及其他不可逆形式的能量，释放出的能量消耗在围岩变形和破坏	计算步骤 1. 求锚杆的有效长度h（位于孔内部分长），m $h=K_hh_o$ 2. 求一根锚杆分配的顶板面积： $S=K_sS_o$ 3. 用图表求综合修正系数（见图1-8-5和图1-8-6） $K_h=K_{l'}K_{f'}K_{H'}$ $K_s=K_{l''}K_{f''}K_{h''}$ 式中　$K_{l'}$、$K_{l''}$—巷道跨度影响系数 $K_{f'}$、$K_{f''}$—岩石坚固性影响系数 $K_{h'}$、$K_{h''}$—巷道深度影响系数

续表

说明	适用条件
	同上
选定标准条件巷道，按能量原理计算出其参数；巷道标准条件见下表	围岩普氏坚固性系数 $f=3\sim12$，巷道倾角0～25°，顶板跨度2～6m，巷道埋深 100～900m

巷道顶板跨度（m）	岩石坚固性系数 f	巷道距地表深度（m）	巷道倾角（度）	锚杆与顶板岩石所成角度	锚杆安装时的初始张力（kN）
2	3	100	$\alpha<25°$	$\beta=90°$	预应力锚杆：$P_o=40$ 砂浆锚杆：$P_o=0$

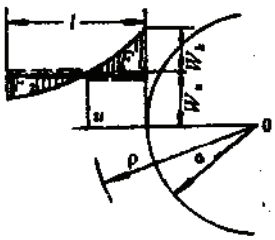
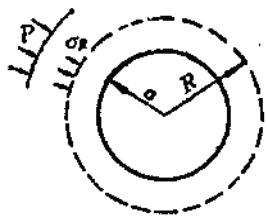
标准条件下锚杆基本参数表

锚杆型式	锚杆基本参数			
	h_o（m）		s_o（m²）	
	Ⅰ	Ⅱ	Ⅰ	Ⅱ
涨壳式金属锚杆（$d=20$mm）	1.1	1.25	1.05	0.95
楔缝式金属锚杆（$d=24$mm）	1.1	1.25	0.95	0.85
砂浆钢筋锚杆（苏联国标5781—20号钢筋）	1.1	—	1.20	—

注：1. h_o—标准条件下计算所得锚杆有效长度

2. S_o—标准条件下算得的一根锚杆分配的顶板面积

3. Ⅰ列适用于不受回采工作影响的巷道，Ⅱ列适用于回采巷道

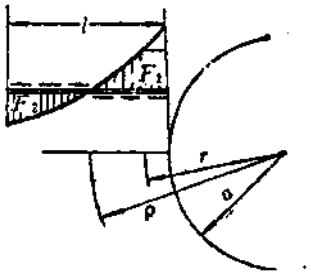
计算方法	基本假设	计算简图、公式及步骤
	及支护反力上。若已知围岩变形释放出的能量值，就可据此选择锚杆支护参数	
全长锚固锚杆（中性点理论）计算法	全长锚固锚杆是靠锚杆与岩石之间的粘结（或摩擦）剪应力来阻止围岩变形，其剪应力的大小与岩石和锚杆之间的相对滑动成正比。锚入岩石中处于静止状态的锚杆，其靠近围岩自由面的一端因阻止围岩变形表面产生的剪应力指向自由面，另一端的剪应力则指向围岩内部，剪应力的大小和分布规律取决于岩性和变形规律。某点岩石和锚杆的相对变形大，岩石坚硬、剪移刚度大，则产生的约束剪应力也大，反之，其约束剪应力亦小，其间必存在一个锚杆与孔壁岩石相对变形为零的"中性点"，该点的剪应力也为零，锚杆内的轴向力在中性点处最大，向两端逐渐减小到零	  计算步骤 1．全长粘结（普通水泥砂浆、早强水泥砂浆）锚杆 1）计算或实测围岩最大变形值u_a （1）塑性区半径R $R=a\left[\frac{P+C\ \mathrm{ctg}\varphi}{C\ \mathrm{ctg}\varphi}(1-\sin\varphi)\right]^{\frac{1-\sin\varphi}{2\sin\varphi}}$ （2）最大变形值u_a $u_a=\frac{R^2\sin\varphi\ (P+C\mathrm{ctg}\varphi)}{2\ aG}$ $G=\frac{E}{2\ (1+\nu)}$ 2）计算由锚杆与岩孔壁间的锚固材料允许粘结抗剪强度所控制的变形量$[u_k]$ $[u_k]=\frac{f_{cr}}{K}$ 3）确定设计控制的变形量 u_s u_s一般取最大变形量u_a的$\frac{2}{3}$、$\frac{1}{2}$、$\frac{1}{3}$和$\frac{1}{4}$，且应小于$[u_k]$ 4）计算中性点半径ρ和锚杆长度L $\rho=\frac{L}{\ln\frac{a+L}{a}}$ 设计时选一个 $\frac{u_s}{u_a}$值，由右栏表查得$\frac{\rho}{a}$和$\frac{L}{a}$值即可算得L值，计算是按锚杆全长位于塑性区考虑的 5）计算锚杆最大内力值N_{max} $N_{max}=KUA\left(\ln\frac{\rho}{a}+\frac{a}{\rho}-1\right)$ 6）计算锚杆直径 $d=\sqrt{\frac{4N_{max}}{\pi f_{cr}}}$ 2．缝管式摩擦锚杆 如果锚杆与岩石间的最大摩擦应力不超过锚杆胀力产生的摩阻强度时，计算步骤同"1"，只是将求d改为求所需钢管断面积，若摩擦应力超过摩阻强度时，受力简图如下， 1）锚杆的最大轴向力N_{max}

续表

说明	适用条件
P—原岩应力，由量测得到，MPa R—塑性区半径，m a—井、巷的毛半径，m C、φ、E、ν—分别为岩石的凝聚力、内摩擦角、弹性模量和泊松比，一般通过量测取得，E、C值根据实测峰值折减后确定（φ值不折减）。无实测值时各类围岩的计算指标可按表1-8-40选用 G—岩石剪切弹性系数，MPa f_{cb}—锚固材料的设计粘结抗剪强度，MPa K—岩体剪移刚度系数，与岩石剪切弹性系数G和锚杆杆体半径有关，$K=BG$，N/m^3 B—系数，见表1-8-41，1/cm u_n—中性点处的变形量，m 为方便计算，将a、L、ρ、u_s、u_a及u_n之间的关系列成表格：	适用于各种类型的围岩，在塑性变形大的围岩中效果更佳，在软岩中效果更佳，在软岩中常和喷射混凝土（或加网）联合使用

$\frac{u_s}{u_a}$	$\frac{2}{3}$	$\frac{1}{2}$	$\frac{1}{3}$	$\frac{1}{4}$
$\frac{u_n}{u_a}$	$\frac{1}{3}$	$\frac{1}{2}$	$\frac{2}{3}$	$\frac{3}{4}$
$\frac{\rho}{a}$	3	2	$\frac{3}{2}$	$\frac{4}{3}$

$\frac{L}{a}$	1/4	1/3	1/2	2/3	1
$\frac{a+L}{a}$	5/4	4/3	3/2	5/3	2
$\ln\left[\frac{a+L}{a}\right]$	0.22314	0.28768	0.40547	0.51038	0.69315
$\frac{\rho}{L}$	4.48142	3.47606	2.46630	1.95762	1.44270
$\frac{\rho}{a}$	1.12036	1.15869	1.23315	1.30508	1.44270
$\frac{L}{a}$	$\frac{3}{2}$	2	3	4	
$\frac{a+L}{a}$	$\frac{5}{2}$	3	4	5	
$\ln\left[\frac{a+L}{a}\right]$	0.91629	1.09861	1.38629	1.60944	
$\frac{\rho}{L}$	1.09120	0.91024	0.72135	0.62133	
$\frac{\rho}{a}$	1.63704	1.82048	2.16405	2.48532	

计算方法	基本假设	计算简图、公式及步骤
		$N_{max}=KUA\left(\frac{L+a}{\rho}-\ln\frac{L+a}{\rho}-1\right)$ 2）所需锚杆的断面积 F $F=\frac{N_{max}}{f_{st}}$ 其他计算步骤同“1” 

注：计算中所用的岩体力学参数，如抗拉、抗压粘结强度等，应取其试块相应强度的1/5～1/20，一般取1/10，重度

围岩结构面的粘结力C_j和内摩擦系数$tg\varphi_j$　　表 1-8-38

围岩类别	结构面类型	结构面特征	$tg\varphi_j$	C_j（MPa）
Ⅰ	一般结构面	结构面不贯通，起伏粗糙，无充填物	>0.6	>0.1
Ⅱ	一般结构面	结构面贯通性差，起伏平滑，部分有充填物	0.45～0.6	0.06～0.10
Ⅲ	一般结构面	结构面贯通性较差，碎屑充填或局部加泥，充填厚度小于起伏差	0.35～0.45	0.03～0.06
Ⅳ	软弱结构面	结构面贯通、平直、有粘性夹泥，夹泥层薄	0.25～0.35	0～0.02
Ⅴ	一般结构面	结构面贯通性好，平直光滑，有粘性夹泥，夹泥层较厚，呈塑流性状	0.17～0.25	0

水泥砂浆与锚杆孔壁间的粘结强度　　表 1-8-39

矿岩名称	粘结强度（MPa）
金云母化含铜磁铁矿（粗晶）	3.2
大理岩	3.0
赤铁矿	2.7
金云母化含铜磁铁矿（细晶）	2.6
石灰岩、磁铁矿	2.5
花岗岩	2.4
花岗闪长斑岩	2.38
凝灰岩	2.0
金云母化矽卡岩（粗片状）	1.93
高岭土化斜长石	1.9
金云母化矽卡岩	1.84
透辉石化矽卡岩	1.83
粘土质页岩	1.8
辉绿石	1.3

续表

说明	适用条件
U—锚杆周边长，m A—系数，对塑性区 $A=\frac{R^2}{2G}(P\sin\varphi+C\cos\varphi)$ 对弹性区 $A=\frac{1+\nu}{E}R^2(P-\sigma_k)$ σ_k—弹塑性界面上的径向应力，由量测得到，MPa f_{st}—锚杆的设计抗拉强度，MPa（见钢筋设计强度） 全长锚固锚杆是非预应力锚杆，它靠锚入后岩石继续变形起锚固作用，故要求在围岩变形终了前进行施工	同上

及内摩擦角则不予折减（表1-8-42、表1-8-43同此）。

围岩物理力学性质计算指标 表 1-8-40

围岩类别	计算参数				
	凝聚力 C (MPa)	内摩擦角φ (°)	弹性模量E (10^4MPa)	泊松比 ν	岩石重度 γ (kN/m³)
Ⅰ	>3.5	>55	>2.0	0.17～0.2	25～27
Ⅱ	1.5～3.5	45～55	1.0～2.0	0.2～0.25	25～27
Ⅲ	0.6～1.5	35～45	0.5～1.0	0.25～0.30	23～25
Ⅳ	0.1～0.6	30～35	0.1～0.5	0.30～0.35	22～24
Ⅴ	0.05～0.1	20～30	0.03～0.1	0.35～0.45	20～23

系数 B 值表（单位1/cm） 表 1-8-41

杆体半径 γ (cm)	泊松比 ν	由围岩表面到其内部某点（力作用点）的距离 h（锚杆长，cm）											
		5	10	15	20	30	40	50	70	90	120	150	200
0.6	0.25	2.577	2.772	2.844	2.881	2.920	2.939	2.951	2.965	2.973	2.980	2.983	2.980
	0.30	2.675	2.876	2.950	2.989	3.028	3.049	3.060	3.075	3.083	3.090	3.095	3.096
	0.35	2.800	3.004	3.081	3.122	3.163	3.185	3.197	3.213	3.211	3.228	3.234	3.237
1.0	0.25	2.360	2.638	2.748	2.807	2.869	2.900	2.920	2.942	2.955	2.966	2.974	2.980
	0.30	2.450	2.738	2.852	2.912	2.976	3.008	3.028	3.052	3.065	3.076	3.083	3.090
	0.35	2.569	2.860	2.979	3.042	3.108	3.142	3.163	3.188	3.202	3.213	3.220	3.228
1.4	0.25	2.181	2.518	2.660	2.737	2.819	2.862	2.889	2.920	2.937	2.953	2.962	2.971
	0.30	2.267	2.614	2.760	2.900	2.925	2.969	2.996	3.028	3.046	3.062	3.072	3.082
	0.35	2.367	2.730	2.883	2.966	3.055	3.101	3.130	3.163	3.182	3.199	3.209	3.219

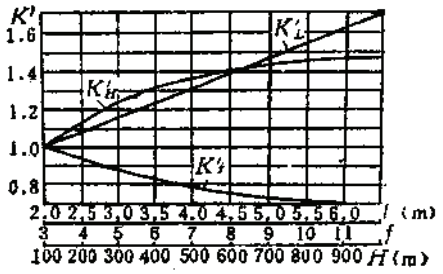


图 1-8-5　求锚杆不同有效长度的修正系数值曲线

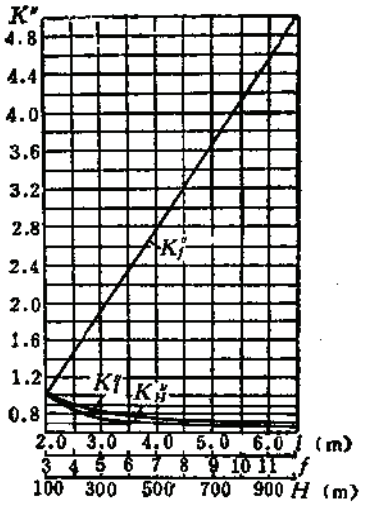


图 1-8-6　求一根锚杆分配的顶板面积修正系数值曲线

8.3.2.3　计算举例

1. 按三铰拱原理计算法

某矿主巷道埋深$H=703$m，围岩为页岩，并有断层通过，裂隙发育，巷道断面为$\frac{1}{3}$三心拱，跨度$B=6$m，$\gamma=24525\text{N/m}^3$，求锚杆支护参数（用砂浆锚杆）。

计算参数选取如下：

岩石试验抗压强度$f_v=58.66\times10^6\text{N/m}^2$；

原岩侧压系数$\lambda=\frac{\nu}{1-\nu}=\frac{0.3}{1-0.3}=0.43$；

岩石与岩石间摩擦系数$f_1=0.3$；

岩石试验抗剪强度$f'_v=9.81\times10^6\text{N/m}^2$；

岩石强度减弱系数$\xi=0.55$，$\eta=0.3$；

安全系数$K_3=3$（按崩爆法掘进）；

预选ϕ14mm钢筋，$f_{sy}=274.7\times10^6\text{N/m}^2$。

1）求锚杆穿入长度L_2

锚固的有效厚度L_1：

由计算得到围岩均布压力$q=0.1079\times10^6\text{N/m}^2$（按经验地压估算公式求），

$$\delta=\frac{h_0}{B}=\frac{\frac{1}{3}B}{B}=\frac{\frac{1}{3}\times6}{6}=0.33$$

$$f'_v=f_v\xi\eta=58.66\times0.55\times0.3\times\ \times10^6=9.679\times10^6\text{N/m}^2$$

$$\sigma_x=\lambda\gamma H=0.43\times24525\times703=7.414\times10^6\text{N/m}^2$$

暂取锚杆的横向间距$a=1$m，

$$\sin\beta=\frac{B}{2(R+0.5a)}=\frac{B}{2(0.692B+0.5a)}=\frac{6}{2\times(4.152+0.5\times1)}=0.645$$

则锚固的有效厚度L_1为$\left(B'=B+\frac{2}{3}L_1\sin\beta\right)$：

$$L_1=\frac{K_3qB'}{2\delta(f'_v-\sigma_x)}=\frac{3K_3qB}{6\delta(f'_v-\sigma_x)-2K_1q\sin\beta}$$

$$=\frac{3\times3\times0.1079\times6\times10^6}{6\times0.33\times(9.769-7.414)\times10^6-2\times3\times0.1079\times10^6\times0.645}=1.372\text{m}$$

锚杆穿入长度L_a为（L_2取0.3m）：

$L_a=1.5(L_1+L_2)=1.5\times(1.372+0.3)=2.5\text{m}$

2）验算锚杆的悬吊能力

即验算暂取的锚杆间距是否合适。间距为1m时所需的锚固力：

$P_0=3\gamma a^2(L_1+0.5a)=3\times24525\times1^2\times(1.372+0.5\times1)=137732\text{N}$

$\doteq137.7\text{kN}$

砂浆锚杆的锚固力一般取78.5kN，小于P_0值，说明a取1m过大。再选取$a=0.7\text{m}$，按上述步骤重新计算，得$\sin\beta=0.6664$、$L_1=1.377\text{m}$，$L_a=2.515\text{m}$，取$L_a=2.55\text{m}$，则

$P_0=3\times24525\times0.7^2\times(1.377+0.5\times0.7)=62261\text{N}$

$\doteq62.3\text{kN}<78.5\text{kN}$

因此，就锚固力而言，a取0.7m是安全的。

3）危险断面验算

验算两锚杆之间的斜面：

$$\frac{L_a}{a}=\frac{2.55}{0.7}=D\geqslant\frac{1}{f_2}-\frac{2K'f_vL_1}{H_cf_1}$$

$$=\frac{1}{0.3}-\frac{2\times0.5\times1.619\times1.377\times10^6}{8.1\times0.3\times10^5}=-5.84$$

$$B'=B+\frac{2}{3}L_1\sin\beta=6+\frac{2}{3}\times1.377\times0.6664=6.611\text{m}$$

$$H_c=\frac{qB'^2K_3}{8h''_c}=\frac{qB'^2K_3}{8\delta B'}=\frac{1.079\times10^5\times6.611\times3}{8\times0.33}=8.1\times10^5\text{N}$$

$f_v=f'_v\xi\eta=9.81\times0.55\times0.3\times10^6=1.619\times10^6\text{N/m}^2$

另一危险剪切断面是从巷道一侧角隅到有效锚厚的上曲面与巷道另一侧壁延线的交点，则

$$\text{tg}\beta_1=\frac{0.5a+L_1}{B}=\frac{0.57\times0.7+1.377}{6}=0.288$$

$\beta_1=\text{tg}^{-1}0.288=16.066°$

锚杆直径14钢筋，$A_s=1.54\times10^{-4}\text{m}^2$，

$$H_c=8.1\times10^5<H_c\text{tg}\beta_1f_1+nf_{sy}\frac{A_s}{\cos^2\beta_1}+\frac{2f_vL_1K'}{\sin2\beta_1}$$

$$=8.1\times10^5\times0.288\times0.3+\frac{2\times274.7\times10^3\times1.54\times10^{-4}}{0.9234}+\frac{2\times1.619\times1.377\times0.5\times10^6}{0.5319}$$

$=69.984\times10^3+91.626\times10^3+4191.32\times10^3=4352.93\times10^3\text{N}$

验算结果证明所取危险断面是安全的。

故锚杆支护参数确定为：$\phi14$钢筋砂浆锚杆，锚深取2.55m，锚杆间距为0.7m，锚固力要求大于65kN。

2．用能量平衡原理计算锚杆支护参数

求一斜井顶板的砂浆锚杆的合理支护参数。条件：倾角$\alpha<25°$，顶板宽度4m，岩石坚固性系数$f=5$，埋深$H=700$m，锚杆与顶板平面成90°角，不受回采工作影响。其解如下：

（1）由表1-8-37查得标准条件下锚杆基础参数：$h_o=1.1$m；每根锚杆承担的面积$S_o=1.2$m²。

（2）由图1-8-5、图1-8-6求出巷道各种条件下的修正系数值。

巷道跨度影响系数$L=4$m时，$K_{L'}=1.32$、$K_{L''}=0.78$；

岩石坚固性影响系数$f=5$时，$K_{f'}=0.88$、$K_{f''}=1.9$；

埋深影响系数$H=700$m时，$K_{h'}=1.44$、$K_{h''}=0.68$。

（3）求综合修正系数。

锚杆长度修正系数：

$$K_h=K_{L'}K_{f'}K_{L'}=1.32\times0.88\times1.44=1.67$$

一根锚杆承担面积修正系数：

$$K_S=K_{L''}K_{f''}K_{L''}=0.78\times1.9\times0.68=1.01$$

（4）求锚杆支护参数。

锚杆有效长度h：

$$h=K_hh_o=1.67\times1.1=1.84\text{m}$$

一根锚杆所承担的顶板面积S：

$$S=K_SS_o=1.01\times1.2=1.21\text{m}^2$$

锚杆的实际长度还需加上外露长度。

3. 按中性点理论计算法

已知：井筒毛半径$a=3.5$m，原始地应力$P=6.867$MPa，围岩凝聚力$C=0.392$MPa，内摩擦角$\varphi=40°$，剪移刚度系数$K=78.5\times10^6$N/m³，$E=785$MPa，泊松比$\nu=0.35$，锚杆与岩石的设计粘结强度$f_{cr}=4.91$MPa，锚杆设计抗拉强度$f_{st}=196$MPa，求锚杆长度和直径。

（1）计算围岩的最大变形量u_a：

塑性区半径R：

$$R=a\left[\frac{P+C\text{ctg}\varphi}{C\text{ctg}\varphi}(1-\sin\varphi)\right]^{\frac{1-\sin\varphi}{2\sin\varphi}}$$

$$=3.5\left[\frac{6.867\times10^6+0.392\times\text{ctg}40°\times10^6}{0.392\times\text{ctg}40°\times10^6}(1-\sin40°)\right]^{\frac{1-\sin40°}{2\times\sin40°}}$$

$$=5.65\text{m}$$

剪移弹性系数$G=\dfrac{E}{2(1+\nu)}$：

$$u_a=\frac{R^2\sin\varphi(P+C\text{ctg}\varphi)}{2Ga}$$

$$=\frac{5.65^2\times\sin40°(6.867\times10^6+0.392\times\text{ctg}40°\times10^6}{\dfrac{785\times10^6}{1+0.35}\times3.5}=0.074\text{m}=7.4\text{cm}$$

（2）计算由设计粘结强度所控制的$[u_k]$：

$$[u_k]=\frac{C}{K}=\frac{4.91\times10^6}{78.5\times10^6}=0.0625\text{m}=6.25\text{cm}$$

（3）确定设计所控制的变形量u_S。

取u_S为最大变形量的$\dfrac{1}{4}$，且不应大于$[u_k]$

$$u_S=\frac{u_a}{4}=\frac{7.4}{4}=1.85\text{cm}<[u_k]=6.25\text{cm}$$

（4）计算中性点半径ρ和锚杆长度L（查表法）：

由$\frac{u_S}{u_a}=\frac{1}{4}$，查表1-8-37得$\frac{\rho}{a}=\frac{4}{3}$、$\frac{L}{a}=0.7$，

$$L=0.7\times a=0.7\times 3.5=2.45\text{m}$$

锚杆长度稍长于塑性区深度5.65－3.5＝2.15m，不再计算。如计算出的L值比塑性区深度大很多，就不符合原假定，则需重选$\frac{u_S}{u_a}$值重新计算，直到L在塑性区或稍大于塑性区深度为止。

（5）求锚杆的最大轴向力N_{max}（$A=\frac{R^2}{2G}(P\sin\varphi+C\cos\varphi)$）

$$N_{max}=KUA\left[\ln\frac{\rho}{a}+\frac{a}{\rho}-1\right]=K\pi d\frac{R^2(P\sin\varphi+C\text{ctg}\varphi)}{2\times\frac{E}{2(1+\nu)}}\left[\ln\frac{\rho}{a}+\frac{a}{\rho}-1\right]$$

$$=78.5\times10^6\times\pi\times d\times\frac{5.65^2\times(6.876\times\sin40^\circ+0.392\times\text{ctg}40^\circ\times10^6}{\frac{785\times10^6}{(1+0.35)}}$$

$$\times\left[\ln\frac{4}{3}+\frac{3}{4}-1\right]=0.794\pi d\times10^6\text{N}$$

（6）求锚杆直径d：

$$\frac{\pi d^2}{4}f_{st}=N_{max}=0.794\pi d\times10^6$$

$$\frac{\pi d^2}{4}\times1.96\times10^8=0.794\pi d\times10^6$$

$$d=0.0162\text{m}=1.6\text{cm}$$

8.3.3 喷射混凝土支护计算

8.3.3.1 支护计算方法

单纯喷射混凝土支护的理论计算方法有多种：坚硬岩体中的“冠石”（危石）学说，按喷层在危石作用下产生冲切破坏和粘结（撕开）破碎计算；把喷层看做独立的承载结构，用弹性理论按厚壁筒或薄壳圆环分析计算；按喷层和部分围岩组成承载拱，用拱形结构的分析方法计算以及按锚杆间的活石荷载计算等。几种计算方法见表1-8-42。

8.3.3.2 计算举例

按冠石理论计算喷层厚度——巷道顶部有一危石重为49.05kN，其周边出露长度为4m，喷射混凝土与围岩的粘结力为0.5MPa，$E_c=2.1\times10^4$MPa，岩石的弹性拉伸系数$K_0=0.6\times10^9$N/m³，$f_{ct}=1.0$ MPa，求喷层厚度。

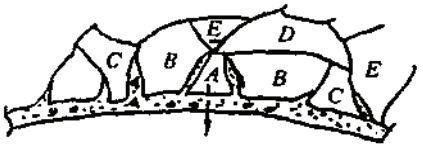
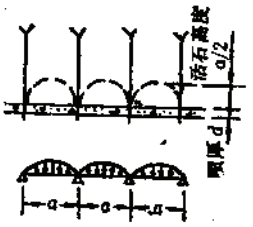
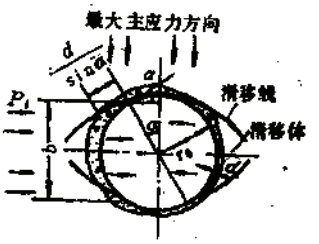
〔解〕：（1）按冲切破坏计算：

$$d\geqslant\frac{K_SG}{0.75f_{ct}u_r}=\frac{49.05\times10^3}{0.75\times1.0\times10^6\times4}=0.041\text{m}=4.1\text{cm}$$

（2）按粘结破坏计算：

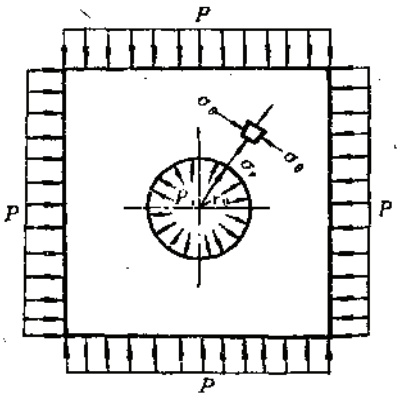
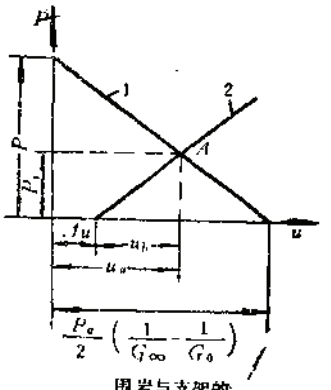
$$d\geqslant3.65K_S\left[\frac{G}{u_rf_{cr}}\right]^{\frac{4}{3}}\left(\frac{K_0}{E}\right)^{\frac{1}{3}}$$

喷 层 厚 度

计算原则及方法	计 算 简 图 及 公 式
"冠石"学说——按冲切破坏作用计算法	 喷层厚度 d $$d \geqslant \frac{K_s G}{0.75 f_{ct} u_r}$$
"冠石"学说——按粘结破坏(撕开)作用计算法	喷层厚度 d $$d \geqslant 3.65 K_s \left[\frac{G}{u_r f_{cr}}\right]^{\frac{4}{3}} \left[\frac{K_g}{E}\right]^{\frac{1}{3}}$$
按锚杆间活石荷载计算法	喷层最大拉应力 $$\sigma_{max} = 0.0833\gamma \frac{a^3}{d^2} \leqslant f_{ct}$$ 支座处最大剪应力 $$\tau_{max} = \frac{\gamma a^2}{6d} \leqslant f_s{}^c$$ (间排距相等) 
按剪切破坏理论(奥地利的拉布希维茨)计算法	公式 求塑性破坏区半径 R $$R = r_0 e^{\frac{\pi}{6} \operatorname{tg}\left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right)}$$ 求作用于支护上的地压 P_l $$P_l = [(\gamma z + c\operatorname{ctg}\varphi)(1 - \sin\varphi)] \times \left(\frac{r_0}{R}\right)^{\frac{2\sin\varphi}{1-\sin\varphi}} - c\operatorname{ctg}\varphi$$ 求喷层厚度 d $$d = \frac{P_l b \sin\alpha}{2 f_b{}^c}$$ 

计 算 方 法 表 1-8-42

说 明	适 用 条 件
围岩失稳总是从某一冠石（图中A）开始的，由于冠石周边的抗剪强度不足以支持其本身的重力而使其坠落、旋转或错动，从而引起邻近岩块（如图中B、C、D…）逐渐丧失稳定。喷层厚度只要能有效支撑住A，就可以保持围岩的整体稳定性 喷层在冠石A的重力作用下可能遭受到冲切破坏，或因混凝土与岩体间的粘结力遭受破坏而"撕开" G—冠石（危石）的重量，由工程地质调查确定，N u_r—不稳定块体出露的周边长，由地质调查确定，m f_{ct}—喷射混凝土设计抗拉强度，见表1-8-21，MPa K_s—安全系数，取2.5	坚硬围岩中因地质构造或施工爆破而引起的多组裂隙、X型发育节理，切割成块状镶嵌结构。此类围岩中断面较小的井巷工程中，往往仅用喷射混凝土支护即能可靠地支护住围岩，但对一些大型硐室，如果围岩中存在贯穿性延展性好的宽裂隙、断层裂隙、充填裂隙时，会在围岩临空面形成一些较大的不稳定块体，此种情况下可有的放矢的加一些锚杆支护（表1-8-27中的Ⅰ、Ⅱ类围岩）
f_{cr}—喷层与围岩间的粘结强度，宜由试验测定。一般Ⅰ、Ⅱ类围岩不低于0.8MPa，Ⅲ类围岩不低于0.5MPa K_o—岩体弹性拉伸系数，取弹性压缩系数的$\frac{1}{2}$，N/m³ E—喷射混凝土的弹性模量，MPa 其他符号意义同上	
把锚杆作为支点，按连续梁计算喷层受力（有效截面按2倍喷厚考虑），跨中及支座处的应力为 跨中最大弯矩为$M_{max}=\frac{1}{18}\gamma a^4$，N·m 截面系数为 $W=\frac{1}{6}a\ (2d)^2$，m³ 跨中弯曲应力 $\sigma_{max}=\frac{M_{max}}{W}$，MPa γ—岩体重度，kN/m³ f_{ct}—喷射混凝土设计抗拉强度，MPa $f_s{}^c$—喷射混凝土设计抗剪强度，MPa 当已知a、γ时，可求得喷厚d，或当已知d、γ、$f_s{}^c$、f_{ct}时，可求出锚杆间距a	层状完整岩体、平顶巷道、锚杆能施加预应力
认为喷层中弯矩值很小，基本上不出现拉应力，喷层主要表现为剪切破坏形式，按摩尔强度理论，破坏面与最大主应力（喷层中切向应力σ_t）的夹角$\alpha=45°-\frac{\varphi}{2}$，在喷层上破坏面与圆周切线成$\alpha$角的斜面 P_i—作用于喷层的径向应力，由量测求得，或按左栏公式计算，MPa b—两剪切破坏面间的高度，对圆形巷道$b=2r_0\cos\alpha$，对拱形巷道取巷道高度的0.8～0.9倍，m $f_s{}^c$—喷射混凝土设计抗剪强度，一般取其抗压强度的0.2倍，MPa α—喷层剪切角，$\alpha=45°-\frac{\varphi}{2}$（$\varphi$为岩体内摩擦角） γ—岩体重度，kN/m³ s—巷道覆盖层厚度，m r_0—巷道半径，m C—岩石内聚力，MPa	圆形或拱形巷道；松软破碎围岩，原岩侧压系数$\lambda<1$；喷层厚度与巷道跨度的比值<0.014，若计算出的喷厚$d>20$cm，则需加锚杆或金属网

计算原则及方法	计　算　简　图　及　公　式
按厚壁筒理论计算法 把喷层视为承载的厚壁圆筒，用弹性理论求算其变形、受力及喷层厚度	 计算简图  围岩与支架的 P_i-u 关系 围岩与支架的 P_i-u 关系图 $d \geqslant r\left[\frac{1}{\sqrt{1-\frac{2P_i}{f_{cu}}}}-1\right]K_4$

$$=3.65\times2.5\times\left[\frac{49.05\times10^3}{4\times0.5\times10^6}\right]^{\frac{4}{3}}\left(\frac{0.6\times10^9}{2.1\times10^{10}}\right)^{\frac{1}{3}}$$

$$=0.02\text{m}=2\text{cm}$$

故喷层厚度取5cm足够了。

续表

说　　明	适　用　条　件
在中等稳定、具有弹粘性变形特征的块状结构围岩中，根据喷层与围岩共同变形这一特点，考虑到岩石的流变性，把喷层视为受围压的厚壁筒，运用弹性理论求解厚壁筒位移公式，求算围岩作用于喷层的压力，最后求得喷层厚度 在有原岩应力及喷层反力时的围岩位移 巷道围岩表面受P_i作用的初始位移u_0和长期发生流变后的最终位移u_∞， $u_0=\frac{(P-P_i)r_0}{2G_0}$，　$u_\infty=\frac{(P-P_i)r_0}{2G_\infty}$ 则围岩的位移变化量为： $u_a=u_\infty-u_0=\frac{(P-P_i)r_0}{2}\left(\frac{1}{G_\infty}-\frac{1}{G_0}\right)$ 式中　P—原岩应力，由实测确定；无实测数据时，可按$P=\gamma z$估算（γ、z意义同上），MPa P_i—喷层径向抗力，由实测得到，无实测数据时可按上栏求P_i公式计算，MPa r_0—巷道毛半径，m G_0、G_∞—分别为岩石的瞬时和长期剪切模量，由实验求得，MPa 在P_i作用下喷层产生的变形u_b（按弹性理论求得） $u_b=\frac{1-\nu^2}{E}\left[\frac{b^2+r^2}{b^2-r^2}-\frac{\nu}{1-\nu}\right]P_ib$ 式中　b—喷射混凝土支架的外半径，$b=r_0$，m r—喷射混凝土支架的内半径，m E、ν—分别为喷射混凝土的弹性模量、泊松比 设$K=\frac{1-\nu^2}{E}\left[\frac{b^2+r^2}{b^2-r^2}-\frac{\nu}{1-\nu}\right]b$ 则$u_b=KP_i$，P_i与u_a、P_i与u_b的关系见左图中曲线1、2。根据$u_a=u_b+\Delta u$得到喷层上的压力值，即两曲线交点所对应的P_i值： $P_i=\frac{P_ir_0\left(\frac{1}{G_\infty}-\frac{1}{G_0}\right)-2\Delta u}{2K+r_0\left(\frac{1}{G_\infty}-\frac{1}{G_0}\right)}$ Δu—从开巷到喷混凝土支护前围岩已产生的初始位移值，由实测得到，m f_{cu}—喷混凝土单轴抗压强度，MPa K_1—安全系数，取1.2～1.5 喷层内壁上的切向应力σ_t应小于喷层材料的单轴抗压强度，即 $\sigma_t=\frac{2P_ib^2}{b^2-r}\leqslant f_{cu}$ 喷层厚度$d=b-r$，代入上式并整理得到左栏求d公式	圆形巷道，中等稳定、具有弹粘性变形特征的块状结构的均质围岩。若计算出的喷层厚度大于20cm，则需加锚杆或金属网

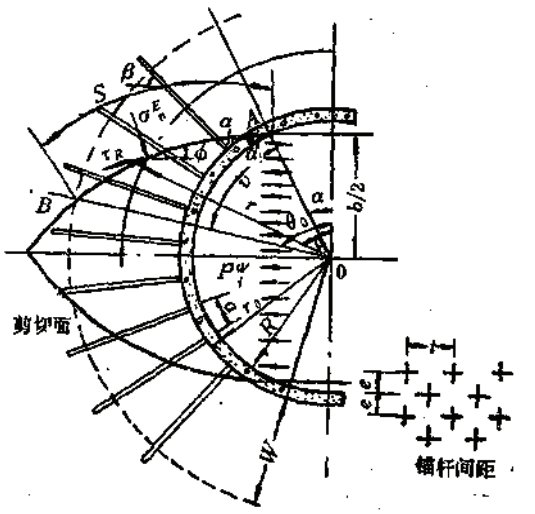
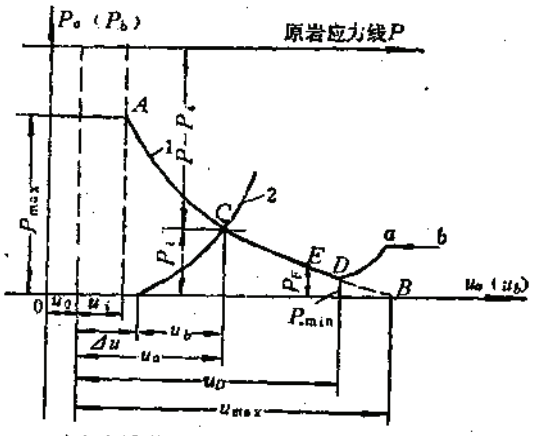
8.3.4 锚喷支护设计计算

8.3.4.1 计算方法

锚喷支护的类型包括锚杆-喷射混凝土支护、锚杆-金属网-喷射混凝土支护、金属网-

喷射混凝土支护等。常用的计算方法有按组合承载拱、承载环计算法，以剪切破坏理论为基础的新奥法、整体加固（按最大剪切与极限平衡原理）计算法等。几种计算方法见表1-

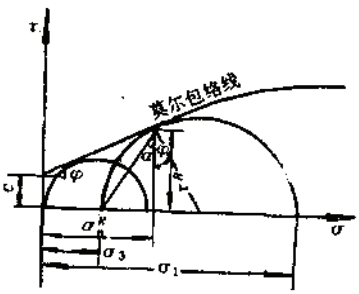
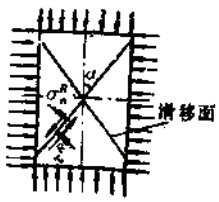
锚喷支护

计算方法	基本假设	计算简图与计算步骤
新奥地利法（新奥法）	L·V·Rabcewicz教授认为：在和围岩密贴的薄壁壳体支护中，不发生弯矩，支护破坏的唯一方式是剪切破坏。“新奥法”是以围岩形成锥形剪切滑动体为依据，以最大限度的利用围岩本身自承能力为原则，采取两步法进行锚喷支护施工的理论与实践相结合的新方法，即：巷道掘进后尽快地喷一薄层混凝土，以封闭围岩并形成初期支撑抗力，控制围岩变形，再按一定系统安设锚杆、钢筋网或钢拱架，在围岩内形成承载拱，起临时支护作用，它同时又是永久支护的一部分—即外拱。外拱完成后要进行围岩与支护的应力、应变、变形量测工作，以监测外拱的支护参数选取是否与围岩类型相适应，及确定二次支护的时间。在确认围岩已基本趋于稳定后，再进行永久支护（内拱—喷射混凝土或浇注混凝土）	  支架与围岩共同作用时的压力—位移 计算步骤 1. 外拱设计方法 1）最小地压（支护抗力）值——变形地压P_{lmin}计算（或由量测得到） 将现场实测的围岩即将发生松弛的位移值u_s代入下式得： $u_d+u_s=\frac{r_0\sin\varphi(P_0+C\mathrm{ctg}\varphi)}{2G}\left[\frac{(P_0+C\mathrm{ctg}\varphi)(1-\sin\varphi)}{P_{lmin}+C\mathrm{ctg}\varphi}\right]^{\frac{1-\sin\varphi}{\sin\varphi}}$ 2）按经验初选锚喷支护参数后，按下列步骤验算结构承载能力 （1）喷层承载能力验算 $P_l^s=\frac{2f_c^s d}{b\sin\alpha^s}$ （2）钢筋网或金属支架（钢拱架）承载力验算

8-43。以上计算方法均以工程类比法为基础，即先按经验初选支护参数，再按不同的计算原理进行验算。

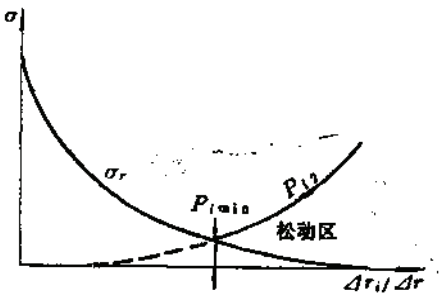
计 算 方 法 表 1-8-43

说 明	适用条件
对于圆形巷道，当原岩应力的侧压系数 $\lambda<1$ 时，巷道两帮出现锥形剪切滑移体破坏，其破坏范围与原岩应力、岩性及支护抗力（位移）的大小有关，支架与围岩共同作用的压力——位移关系见左栏图。图中曲线 1 为围岩位移与支护抗力关系曲线，当围岩表面位移达到某一数值（D点）时，剪切体将开始脱离岩体。与D点对应的压力值称最小地压P_{lmin} 新奥法支护的特点就在于使喷层、锚杆及岩石承载拱等的总支承能力略高于P_{lmin}（保持一定的安全系数）。图中曲线 1 和 2 的交点C对应的压力$P_l>P_{lmin}$ u_0—开巷前的地层压缩变形，$u_0=\frac{(1-\nu)(1-2\nu)}{E}P_0r_0$m， E、ν—分别为围岩的弹性模量和泊松比 r_0—巷道毛半径，m P_0—原岩应力，由现场量测得，无实测值时可按$P_0=\gamma z\lambda$计算（γ为岩石重度、z为巷道埋深），MPa u_1—开巷后周边产生的瞬时弹性位移，$u_1=\frac{1-\nu}{E}P_0r_0$，m u_s—巷道周边的非弹性位移，由现场量测得到，m u_b—支架的压缩量，m P_b、P_s—分别为支架作用在围岩上的反力和支架承受的地压力，MPa Δu—支架架设前围岩位移量，m u_D—岩石开始松脱时的位移量，由量测得到，m G—围岩的剪切模量，$G=\frac{E}{2(1+\nu)}$，MPa φ—围岩内摩擦角，（°） C—围岩的凝聚力，MPa α^s—喷层剪切破坏角，$\alpha^s=45°-\frac{\varphi_1}{2}$（$\varphi_1$为喷射混凝土的内摩擦角），无$\varphi_1$值时，$\alpha^s$一般可取30° $f_s{}^c$—喷层设计抗剪强度，一般取其抗压强度的0.2倍，MPa b—剪切体高度、$b=2r_s\cos\alpha$，m d—喷层厚度，m A_{st}—单位长度巷道所用的金属网钢筋（或钢拱架）的断面积，m² f_{st}—钢筋锚杆的设计抗拉强度，MPa f_{cs}—钢筋或金属网支架的抗剪强度，可取其抗拉强度的0.5倍，MPa A_s—锚杆断面积，m² α^{st}—钢材的剪切角，通常取$\alpha^{st}=45°$ e'—环向钢筋或钢拱架的间距，m a—岩石拱滑动面长S在巷道壁面上投影之弧长，$a=(\theta_1-\alpha)r_1$，m β—锚杆对水平线的水平夹角（°） α—岩石剪切角，$\alpha=45°-\frac{\varphi}{2}$（$\varphi$为围岩内摩擦角）（°） e、l—锚杆的间、排距，m P_A—单根锚杆的锚固力，相当于A_sf_{cs}，N； S—岩石拱范围内的剪切滑动面$\widehat{AB}$长度，它和锚杆长度、间距有关，m L—锚杆长度，据经验预选，m	破碎软弱岩体、属于碎裂结构、散状结构的Ⅳ、Ⅴ类围岩、圆形巷道

计算方法	基本假设	计算简图与计算步骤
新奥地利法（新奥法）		$P_i^{st}=\frac{2A_{st}f_{co}}{e'b\sin\alpha^{st}}$ （3）锚杆承载能力验算 $P_iA=\frac{aA_sf_{st}\cos\beta}{str_0\cos\alpha}$ 或 $P_iA=\frac{aP_A\cos\beta}{str_0\cos\alpha}$ （4）岩石拱的承载能力 $P_iE=\frac{2s\tau^R\cos\psi}{b}-\frac{2s\sigma_n^R\sin\psi}{b}$ 承载环厚度W计算（W也可按右栏表格查得） $W=(r_0+L)\left[\cos\left(\frac{t}{2r_0}\right)+\sin\left(\frac{t}{2r_0}\right)\mathrm{tg}\left(\frac{t}{2r_0}+\frac{\pi}{4}\right)-\frac{\sin\left(\frac{t}{2r_0}\right)}{\cos\left(\frac{t}{2r_0}+\frac{\pi}{4}\right)}\right]-r_0$ 弧长$S(\widehat{AB})$所对应的转角 $\theta_0-\alpha$ $\theta_0-\alpha=\mathrm{ctg}\left(\ln\frac{r_0+W}{r_0}\right)$ 弧长度S为 $S=\frac{r_0}{\sin\alpha}\{\exp[(\theta_0-\alpha)\mathrm{tg}\alpha]-1\}$   按莫尔强度理论求剪切滑动破坏面上的剪切应力τ^R和正应力σ_n^R： $\sigma_n^R=\frac{\sigma_1+\sigma_3}{2}-\frac{\sigma_1-\sigma_3}{2}\sin\varphi$ $\tau^R=\frac{\sigma_1-\sigma_3}{2}\cos\varphi$ 3）外拱承载能力验算 $P_iW=P_i^s+P_i^{st}+P_iA+P_iE$ 若$P_iW<P_{i\min}$，说明承载能力不足，应改变锚杆参数，使P_iA和P_iE增加，必要时也可适当增加喷层厚度。如果$P_iW\gg P_{i\min}$，说明承载能力过大，应减小支护参数，直到外拱承载能力P_iW稍大于$P_{i\min}$方可 2．内拱设计步骤 （1）根据工程性质与量测结果选取安全系数K，一般为1.5～2（如矿山井巷工程）

续表

说　　明	适用条件
ψ—岩石拱范围内破坏面切线与水平面的夹角，$\psi=\frac{(\theta-\alpha)}{2}$ θ_0—B点的座标角（°） 岩石承载拱的抗力，由锚杆、喷层、金属网等提供，其总的径向抗力即最小主应力为σ_3，$\sigma_3=P_l^t+P_l^t+q_lA$，$q_lA$为锚杆对围岩的径向压力，对预应力锚杆，$q_lA=\frac{A_sf_{ct}}{et}$，对全长粘结锚杆，$q_lA=\frac{P_A}{et}$ 最大主应力σ_1为：$\sigma_1=\sigma_3\frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi}+2C\frac{\cos\varphi}{1-\sin\varphi}$ C—岩石凝聚力，MPa，若C为未知数，可按下式计算：$C=\frac{f_{cu}}{2}\frac{1-\sin\varphi}{\cos\varphi}$ f_{cu}—岩石单轴饱和抗压强度，MPa 由于内拱在外拱达到稳定平衡后才砌筑，此时围岩已基本不产生位移，作用在支护上的地压值将维持在P_lW值上，而支护的承载力却因内拱的构筑而提高到P_lW+P'（P'为内拱抗力），于是支架的安全系数为：$K=\frac{P_lW+P'}{P_lW}$ 锚杆长度L、间距t与拱形均匀压缩带厚度W（岩石承载环厚度最小值）关系表 $\frac{L}{t}$ 3 2 1.33 $\frac{W}{L}$ $\frac{2}{3}$ $\frac{1}{3}$ $\frac{1}{10}$	同　上

计算方法	基本假设	计算简图与计算步骤
		（2）计算内拱应当具有的承载能力P' $P'=P_iW(K-1)$ （3）内拱厚度 $d'=\frac{P'b\sin\alpha^2}{2f_n{}^c}$
锚喷支护整体加固（按最大剪切理论与极限平衡原理）计算法	根据弹塑性岩体极限平衡理论，存在一个使岩体处于极限平衡状态而不造成松散岩石压力的最小支护抗力，锚喷支护提供的抗力大于此最小抗力，就可保证围岩稳定，且支护受力最小。锚喷支护的抗力是由喷层、锚杆及钢筋网等联合提供的 计算公式是按圆形巷道推导的，对直墙拱顶巷道一律化为等效圆巷计算	 已知条件：巷道型式、规格、埋深z及岩体性质参数γ、C、φ 计算步骤 1．计算等效圆巷半径R_c 圆形巷道：$R_c=r_0$ 直墙拱形巷道：高跨比$\frac{H}{b_0}$接近1时，$R_c=\frac{b_0}{2K_f}$ 高跨比$\frac{H}{b_0}>1$时，$R_c=\frac{\eta H}{2\sin 2\alpha}$，$\alpha=45°-\frac{\varphi}{2}$ 2．计算保持围岩极限平衡状态所需最小支护抗力$P_{i\min}$ （1）当凝聚力$C\neq 0$，内摩擦角$\varphi\geqslant 25°$时（图解法）： 需依次求下列系数 $a_1=C\mathrm{ctg}\varphi$ $a_2=(P_0+a_1)(1-\sin\varphi)$ $a_3=\frac{\gamma R_c(1-\sin\varphi)}{3\sin\varphi-1}$ $A=\frac{a_1+a_3}{a_2}$ $B=\frac{a_3}{a_2}$ 利用图1-8-7求M值，即求$f_1(M)$与$f_2(M)$交点值，在图中找两点：$M=0$，$f_1=A$；$M=1$，$f_2=A-B$，将此两点（O，A）、（1，$A-B$）连一直线，与相应φ值之曲线相交，则交点的横座标值即为所求M值 求最小支护抗力 $P_{i\min}=a_2(1-M)$ （2）当凝聚力$C=0$，内摩擦角$\varphi<25°$时，根据库仑条件：$\frac{\sigma_t}{\sigma_r}=\frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi}$ 在静水压力条件下，考虑自重γ的影响，解得圆形岩洞的支护抗力为 $P_{i\min}=\frac{\gamma}{\xi-2}r_0-\gamma z\frac{W}{\xi(\xi-2)}$ 3．根据经验初选锚喷支护参数

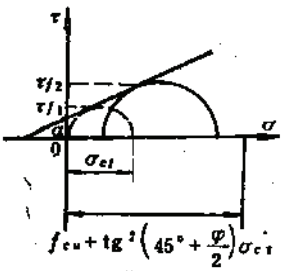
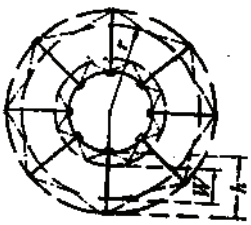
续表

说　　明	适用条件
γ—巷道上覆盖岩体重度，kN/m³ C—岩体的凝聚力，MPa φ—岩体的内摩擦角，度 r_0—圆形巷道毛半径，m H—巷道墙高，m b_0—巷道毛跨，m K_f—巷道形状修正系数，由矢跨比确定 h_1—拱毛矢高，m $\frac{h_1}{b_0}$ | 0.5 | 0.4 | 0.3 | 0.2 | 0.1 | 0 K_f | 1.0 | 0.93 | 0.87 | 0.80 | 0.73 | 0.67 η—系数，取0.8～0.9 为了求出最小支护抗力，必须知道围岩塑性区范围与应力σ_r的关系曲线和塑性区范围与山岩压力的关系曲线，上述两条曲线为摩尔库仑条件获得静水压力场的弹性解 圆形巷道支护抗力P_{f1}与塑性区半径R的关系 $P_{f1}=-C\mathrm{ctg}\varphi+(P_0+C\mathrm{ctg}\varphi)(1-\sin\varphi)\left(\frac{r_0}{R}\right)^{\frac{2\sin\varphi}{1-\sin\varphi}}$ 或$R=r_0\left[(1-\sin\varphi)\frac{P_0+C\mathrm{ctg}\varphi}{P_{f1}+C\mathrm{ctg}\varphi}\right]^{\frac{1-\sin\varphi}{2\sin\varphi}}$ 松动范围与山岩压力的关系 $P_{f2}=\frac{r_0\gamma(1-\sin\varphi)}{3\sin\varphi-1}\left[1-\left(\frac{r_0}{R}\right)^{\frac{3\sin\varphi-1}{1-\sin\varphi}}\right]$ 支护的最小抗力，实际上就是围岩开始松弛到松动塌落的边界抗力，数学上就是P_{f1}和P_{f2}的交点，见左栏图，因计算烦杂，故用作图求解法 上列式中令：$a_1=C\mathrm{ctg}\varphi$ $a_2=(P_0+a_1)(1-\sin\varphi)$ $a_3=\frac{\gamma r_0(1-\sin\varphi)}{3\sin\varphi-1}$ $n=\frac{2\sin\varphi}{1-\sin\varphi}$；$x=\frac{r_0}{R}$ 令$P_{f1}=P_{f2}$，则$-a_1+a_2x^n=a_3(1-x^{n-1})$ $x^n+\frac{a_3}{a_2}x^{n-1}=\frac{a_1+a_3}{a_2}$ 设 $A=\frac{a_1+a_3}{a_2}$、$B=\frac{a_3}{a_2}$，则 $x^n+Bx^{n-1}=A$　　设$M=x^{n-1}$	此种方法把围岩视为均匀弹塑性体和均匀假松散体，适用于Ⅱ～Ⅳ类围岩中的巷道、硐室

计算方法	基本假设	计算简图与计算步骤
锚喷支护整体加固（按最大剪切理论与极限平衡原理）计算法		初选喷层厚度d，锚杆直径ϕ、长度L，间、排距a、s及钢筋网规格尺寸等，所选锚杆长度L应满足下式要求 $L \geqslant L_1 + l_a = \frac{\eta H}{2}\mathrm{tg}\alpha + L_a$ 锚杆长度也可根据施工条件和经验按下列范围选取 $\frac{L}{r_0} = 0.16 \sim 0.70$ 4．计算锚喷支护抗力 如为喷射混凝土支护或喷网支护，设$\rho = \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}$ 而$\psi = 0$，由（1）、（3）计算$P_l{}^s$、$P_l{}^T$ 如果采用锚喷网支护，首先根据锚杆长度L、L/r_0比值和内摩擦角φ值由图1-8-9查求ρ值，再由（1）、（2）、（3）计算出$P_l{}^s$、$P_l{}^A$、$P_l{}^T$ （1）喷射混凝土抗力——沿剪切面喷层所提供的平均分配在剪切区高度b上的抗剪力 $P_l{}^s = \frac{df_{vc}\cos\psi}{\frac{b}{2}\sin\alpha}$，N/m² （2）锚杆抗力——在滑移体范围内所有锚杆所提供的分配在剪切区高度b上的径向抗拉力 $P_l{}^A = \frac{aA_s f_{st}\cos\beta}{\frac{b}{2}et}$，N/m² （3）钢筋网抗力——横向钢筋在剪切区上所提供的平均分布在b上的抗剪力 $P_l{}^{st} = \frac{A_{st}f_{sv}\cos\psi}{\frac{b}{2}e'\sin\alpha}$，N/m² （4）锚喷支护总抗力$P_l{}^W$（三部分抗力之和） $P_l{}^W = P_l{}^s + P_l{}^A + P_l{}^{st}$ 5．判定支护方案的可靠性及合理性 （1）实际支护抗力与最小支护抗力之比——安全系数 $n = \frac{P_l{}^W}{P_{lmin}} = 1.5 \sim 4.5$ 对于矿山工程取$n = 1.5 \sim 2$，对国防及其他重要工程，取$n = 3 \sim 4.5$。当$n < 1.5$或$n > 4.5$时，说明初选的支护参数偏小或偏大，均需另选参数重新计算 若$nP_{lmin} \leqslant P_l{}^s$，可单独使用喷射混凝土支护（选$\rho = \alpha$、$\psi = 0$计算） 若$nP_{lmin} > P_l{}^s$，但$nP_{lmin} \leqslant P_l{}^s + P_l{}^A$，可使用锚喷支护 若$nP_{lmin} > P_l{}^s + P_l{}^A$，或岩性较差、地质构造复杂地段，应采用锚喷网支护 （2）锚杆长度的可靠性，用锚杆加固长度L与松弛区范围（$R - r_0$）之比来衡量，一般当$\frac{L}{R - r_0} = 0.38 \sim 0.93$、且安全系数满足（1）项的要求时，锚杆加固长度就认为可靠 $\frac{L}{R - r_0}$求法：先求算K值，$K = \frac{P_0 + C\mathrm{ctg}\varphi}{P_l{}^W + C\mathrm{ctg}\varphi}$，再由$K$、$\varphi$值在曲线图1-

续表

说　　明	适用条件
$M^{\frac{n}{n-1}}+BM=A$ $M^{\frac{n}{n-1}}=A-BM$ 设 $f_1(M)=M^{\frac{n}{n-1}}$，将其做成曲线，见图1-8-7 设 $f_1(M)=A-B$，其为一直线，与对应的曲线的交点即得M值 当 $M=0$时，$f_2=A$；当$M=1$时，$f_2=A-B$ 则最小支护抗力P_{lmin}为 $P_{lmin}=a_s(1-M)$ d—喷层厚度，m $f_v{}^c$—喷射混凝土抗剪强度，MPa α—岩石剪切滑移面与最大主平面夹角，$\alpha=45°-\frac{\varphi}{2}$（°） φ—岩石内摩擦角（°） ψ—剪切滑移面倾斜角，$\psi=\theta-\frac{3\pi}{4}+\frac{\varphi}{2}$（$\theta$角见图1-8-9） b—剪切区高度，$b=2r_0\cos\rho$，m a—剪切区弧长之半 $a=r_0\frac{\pi}{180}(90°-\rho)$，m；$\rho$角求法：已知$\varphi$及$\frac{L}{r_0}$查图1-8-9得$\rho$值 e、t—锚杆的间、排距，m A_s—锚杆截面积，m² f_{st}—锚杆设计抗拉强度，MPa β—锚杆倾斜角，可取$\frac{1}{2}(90°-\rho)$（°） A_{st}—钢筋网截面积，m² f_{sv}—网钢筋的抗剪强度，MPa s'—环向钢筋间距，m 喷层厚度不宜过厚，厚跨比应小于0.014，一般跨度小于5m的巷（硐），d为5～7cm为宜，当跨度较大，抗力要求较高时，d可取15～30cm，但需分两次施工（即分为初期、最终支护） R—塑性极限平衡区半径，即松弛区半径，m r_0—巷道毛半径（或等效半径），m P_0—原岩垂直应力，$P_0=\gamma z$，MPa z—从地面至硐室中心的垂直深度，m W—与r_0、z和φ有关的系数，可根据$\frac{2r_0}{z}$和φ值由图1-8-8查得 $\xi=\frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi}$ L_s—内、外锚固段长，m	同　上

计算方法	基本假设	计算简图与计算步骤
		8-10上查出$\frac{R}{r_0}$值，然后再按$\frac{L/r_0}{R/r_0-1}$就可以算出加固深度与松弛范围的比值$L/R-r_0$，以此分析加固范围
竖井按塑性状态计算法	假定围岩进入塑性状态，建立岩石锚杆体系的支承能力与外荷载之间的平衡关系	计算步骤 （1）根据经验初选支护参数：喷层厚度l，锚杆长度L，间、排距a、b等 （2）求锚固后的岩体强度f'_{mt} $f'_{mt}=1.48f_cV_T^{0.37}$ $V_T=\frac{P}{10ab\sigma}$ （3）求作用于塑性变形带上的荷载P_{max}，MPa 塑性变形带宽度b_L $b_L=R_1b_L^{\alpha}$ $P_{max}=\frac{\gamma b_L}{2K_a\mathrm{tg}\varphi}$ （4）求支护体系的支承能力P'，并进行强度校核 $P'=0.25f'_{mt}\left[1-\left(\frac{R_B}{R_B+h_1}\right)^2\right]$ 强度校核——支承体系的承载能力必须大于外荷载，即 $P_{max}\leqslant P'$
竖井按均匀受压支承环计算法	将锚杆加固后的岩体视为均匀受压的支承环，建立支承环体系与外荷载的平衡关系	 莫尔包络线  计算步骤 1. 根据经验选取锚喷支护参数 2. 求加固带内的切向应力σ'_θ （1）支承环的外半径R，m $R=\frac{a}{2}+W+R_1$ （2）加固带内的切向应力 加固带内的切向力为 $N=P_tR=\gamma HR\lambda_0$ 加固带内的切向应力为（取单位长1 m）

续表

说　　明	适用条件
f'_{mt}—锚杆加固后的岩体强度，MPa V_T—强度容积系数，无量纲 P—锚杆初始拉力，N h—锚杆有效长度，m a、b—锚杆间、排距，m f_c—中等以下强度岩层塑性带中松动围岩设计强度，见表1-8-44，MPa R_1—井筒掘进半径，m b_L°—卡察乌莫夫（非弹性变形范围）系数，见表1-8-45 γ—岩石重度，KN/m³ K_e—自然条件影响系数，$K_e=K_cK_p\xi$，在缺乏资料情况下可取$K_e=0.5\sim0.6$ K_c—岩体结构削弱系数，见表1-8-46 K_p—岩石含水软化系数，石英砂岩一类岩石取0.94～0.96；石灰岩类取0.15～0.5；泥质页岩取0.45～0.6 ξ—长时强度影响系数，对脆性岩石如花岗岩、石英岩、砂岩 等可取 1 ～0.7；对塑性岩石如砂质的和含炭质的页岩及中等稳定的石灰岩，可取0.7～0.5 φ—塑性区中松动围岩的内摩擦角（°） $\mathrm{tg}\varphi=\frac{1}{2}\sqrt{\frac{f_{cu}}{f_t}-3}$ f_{cu}、f_t—分别为岩石单向抗压和抗拉强度，MPa h_0—岩石锚杆体系的工作厚度，m $h_0=h-2r'$ r'—锚杆之间岩石拱高度，一般取0.2～0.5m $R_B=R_1+r'$，m	含泥质胶结的、具有塑性的围岩，及稳定的或中等稳定的围岩中的竖井工程
R—支承环外半径，m W—均匀压缩带厚度，见新奥法求W表，m P_l—地压值，含泥质胶结的岩层，按塑性岩层静力压力计算：$P_l=\gamma H$，MPa；稳定或中等稳定的坚硬岩层，按弹性应力计算，$P_l=\gamma H\lambda_0$，MPa H—井筒深度，m λ_0—岩层静止侧压系数，取0.24～0.4，一般取0.3；或按$\frac{2\nu}{1-\nu}$计算 ν—岩石泊松比，一般取0.2～0.3，软弱岩层取0.5 A_s—锚杆截面积，m² f_{st}—锚杆设计抗拉强度，MPa f_{cu}—岩石单轴抗压强度，MPa f^0_{mt}—考虑锚杆初始拉力P和内摩擦角φ折减后的岩体加固强度，MPa φ_0—折减后的岩体内摩擦角，岩体裂隙无充填时$\varphi_0=0.9\varphi$；裂隙有泥质充填时$\varphi_0=0.7\varphi$ P_A—锚杆的设计锚固力，N $P_A=\frac{P}{K_1}$ K_1—锚杆应力安全系数，$K_1=2\sim3$ f_m—岩体设计抗压强度，MPa；$f_m=K_e f_{cu}$ K—安全系数，取1.5～2	同　　上

计算方法	基本假设	计算简图与计算步骤
竖井筏均匀受压支承环计算法		$\sigma'_\theta = \frac{N}{W \times 1}$ 3. 求支承环加固后岩体强度f_θ 锚杆初始拉力P为 $P = A_s f_{ct}$ 支承环加固后岩体强度为 $f_\theta = f_{cu} + \mathrm{tg}^2\left(45° + \frac{\varphi}{2}\right)\frac{P}{ab}$ 4. 强度校核 $\sigma'_\theta \leqslant f_\theta / K$ 或 $\sigma_\theta' \leqslant f^0_{mt} = f_m + \mathrm{tg}^2\left(45° + \frac{\varphi_0}{2}\right)\frac{P_A}{ab}$

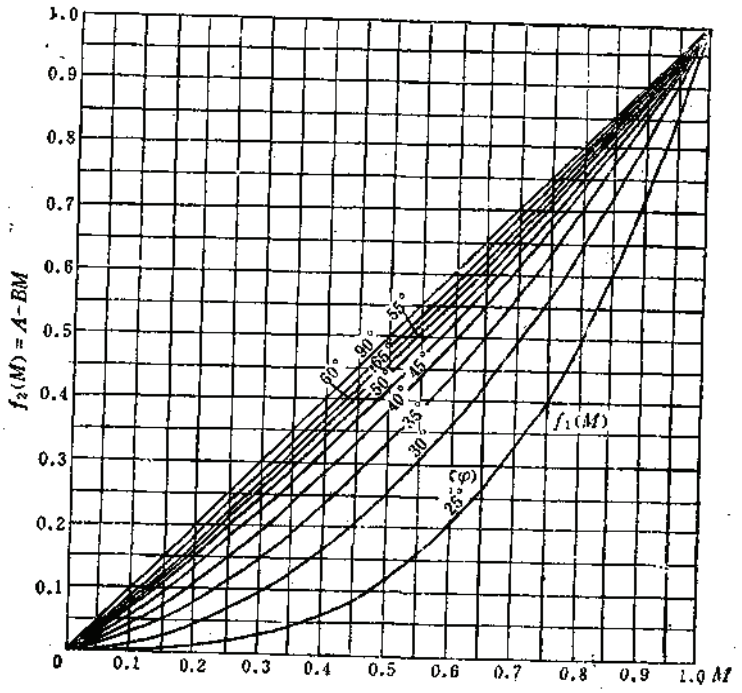


图 1-8-7　求算锚喷支护最小抗力曲线

续表

说　　明	适用条件
f_{cu}—岩石单向极限平均抗压强度，MPa f_m除按上述求法外，还可按下列经验公式确定： 对无裂隙的坚硬岩体　$f_m=0.6f_{cu}$ 对有裂隙的坚硬岩体　$f_m=0.5f_{cu}$ 在具备有弹性波测试资料时，还可用岩体完整性系数K_v和岩石单轴饱和抗压强度f_{cu}的乘积——标准抗压强度表示岩体强度，对完整岩体，$K_v>0.75$；对块状岩体，$K_v=0.45\sim0.75$；对碎裂状岩体$K_v<0.45$ 其他符号同上	

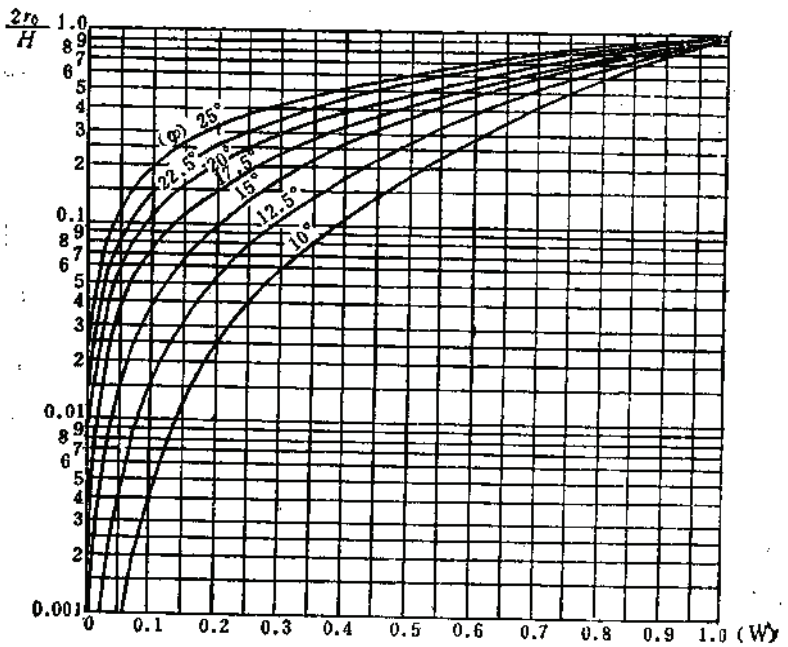
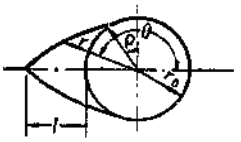


图 1-8-8　W求解图

$$\frac{l}{r_0}=[e^{(\frac{\pi}{2})-\rho)\tan\alpha}-1]$$



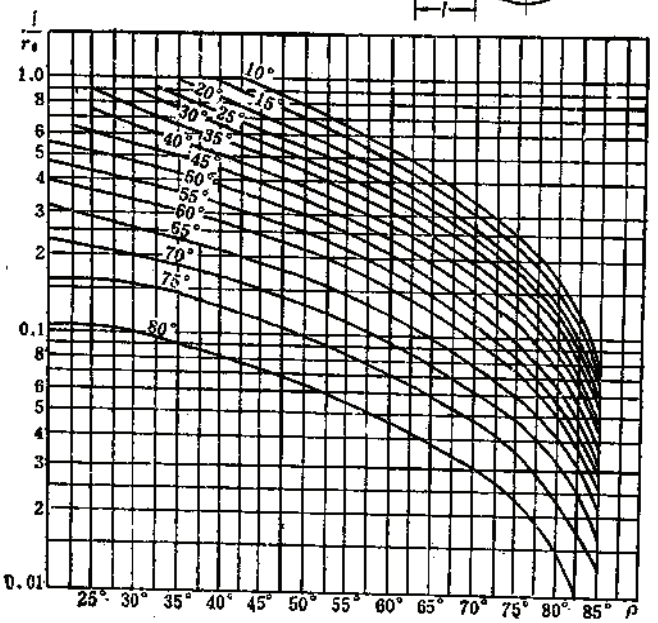


图 1-8-9　ρ角求解图

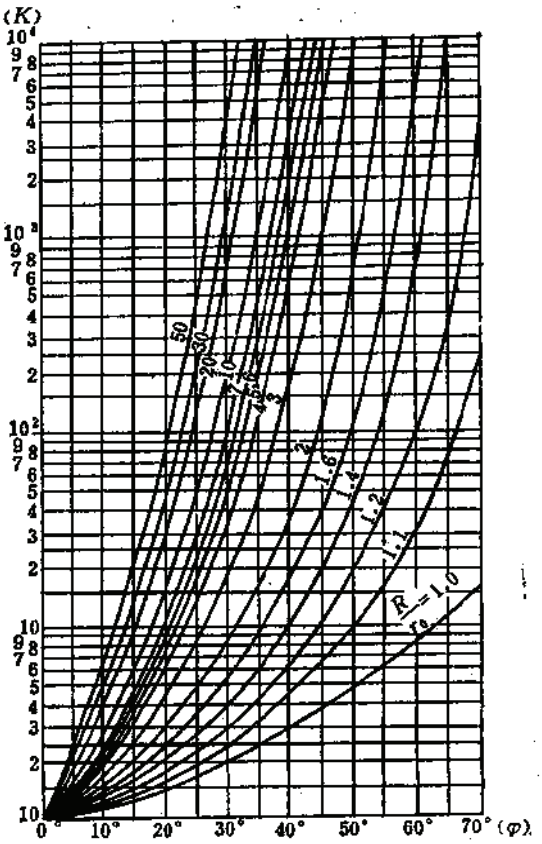


图 1-8-10　计算加固范围曲线

塑性带中松动围岩设计强度 f_c 值表 表 1-8-44

岩石强度 (MPa)	岩体凝聚力 (MPa)						
	10	7.5	5	2.5	1.0	0.4	0.2
30	3.3	3.0	2.8	2.5	2.2	1.8	1.7
20	2.7	2.5	2.2	1.8	1.6	1.4	1.3
15	2.2	2.0	1.8	1.5	1.3	1.2	1.0

卡察乌洛夫系数 表 1-8-45

从地表起计算深度 H (m)	不同 $\frac{f_{cu}}{f_t}$ $\left(\frac{抗压强度}{抗拉强度}\right)$ 时，卡氏系数 b^0_L							
	粘土质页岩 (MPa)						砂岩 (MPa)	
	$\frac{20}{4}$	$\frac{30}{5}$	$\frac{40}{8}$	$\frac{47}{8}$	$\frac{50}{7}$	$\frac{60}{8}$	$\frac{80}{10}$	$\frac{100}{20}$
400	0.30							
500	0.38	0.23						
600	0.46	0.23	0.20					
700	0.54	0.32	0.24	0.20				
800	0.60	0.36	0.28	0.23	0.20			
1000	0.70	0.44	0.36	0.30	0.25	0.22		
1200	0.78	0.50	0.44	0.35	0.29	0.26	0.20	
1500	0.90	0.57	0.54	0.44	0.35	0.31	0.24	0.19

注：当 $b^0_L \leqslant 0.2$时，取 $b^0_L = 0.20$。

岩体结构削弱系数 K_c 表 1-8-46

岩石削弱程度	层厚 (m)	节理组数量	节理组间距	系数 K_c
未削弱的岩石	1.0	1	$>R_1$	1.0
中等削弱	0.5～1.0	$\leqslant 2$	$\geqslant 0.5R_1$	0.7
严重削弱	0.5	3	$\geqslant 0.5R_1$	0.3
极度削弱	—	$\geqslant 3$	$\leqslant 0.5R_1$	无法检查其稳定性

注：1. 全苏矿山测量科学研究院提出的近似值。
2. R_1为井筒半径，m。

8.3.4.2 计算举例

1. 按新奥法计算例题

某矿车场大巷毛半径$r_0 = 3$m，围岩为蚀变闪长岩、砂卡岩，内摩擦角$\varphi = 30°$，凝聚力 $C = 0.1$MPa，采用锚喷网联合支护，求支护参数。

1）外拱参数计算

（1）由现场量测得地压值（支护最小抗力值）$P_{i\min}=0.72$MPa（无实测地压值时，可测位移值u_a，再代入公式计算出$P_{i\min}$值）

（2）按经验初选支护参数，并验算结构承载力。

初选喷层厚0.1m（强度等级$C20$），$\phi22$mm钢筋砂浆锚杆，长$L=2.1$m，间排距为0.7m（e、t）；钢筋网环向筋为$\phi22$（付筋$\phi8$），网格距为0.25m（e'）。

滑移体剪切角 $\alpha=\frac{\pi}{4}-\frac{\varphi}{2}=45°-\frac{30°}{2}=30°$；

剪切体高度$b=2r_0\cos\alpha=2\times3\times\cos30°=5.2$m；

喷层承载力 P_i^s：

喷层剪切破坏角$\alpha^s=45°-\frac{\varphi_1}{2}=45°-\frac{50°}{2}=20°(\varphi_1=50°)$，$f_v^c=0.2f_{cu}=0.2\times10=2$ MPa，

$$P_i^s=\frac{2f_v^c d}{b\sin\alpha^s}=\frac{2\times2\times0.1}{5.2\times\sin20°}=0.23\text{MPa}$$

钢筋网承载力 P_i^{st}：

3号钢$f_{st}=235.2$MPa，$f_{cv}=0.5f_{st}=117.6$MPa，每米长内有4根，$A_{st}=4\times3.8\times10^{-4}$m²，钢材剪切角 $\alpha^{st}=45°$，

$$P_i^{st}=\frac{2A_{st}f_{cv}}{e'b\sin\alpha^{st}}=\frac{2\times4\times3.8\times10^{-4}\times117.6}{0.25\times5.2\times\sin45°}=0.389\text{MPa}$$

岩石拱的承载能力 P_i^R：

由锚杆长度和间距比$\frac{L}{t}=\frac{2.1}{0.7}=3$，在表上查得$\frac{W}{L}=\frac{2}{3}$，故岩石承载拱厚：

$$W=\frac{2.1\times2}{3}=1.4\text{m}$$

剪切滑移面对应的转角$\theta_0-\alpha$：

$$\theta_0-\alpha=\text{ctg}\alpha\left(\ln\frac{r_0+W}{r_0}\right)=\text{ctg}30°\left(\ln\frac{3+1.4}{3}\right)=0.663\text{弧度}\approx38°$$

弧长S为：

$$S=\frac{r_0}{\sin\alpha}[\exp\{(\theta-\alpha)\text{tg}\alpha\}-1]=\frac{3}{\sin30°}[e^{0.663\times\text{tg}30°}-1]=2.8\text{m}$$

弧长S在巷道岩面上投影之弧长：

$$a=(\theta_0-\alpha)r_0=\frac{\pi\times38}{180}\times3=2.0\text{m}$$

破坏面切线与水平面夹角：

$$\psi=\frac{\theta_0-\alpha}{2}=\frac{38°}{2}=19°$$

求剪切破坏面上的剪应力τ^R和正应力σ_n^R：

锚杆给于围岩的补强约束强度即为围岩的径向最小主应力，砂浆锚杆锚固力取$P'_A=78.5$kN，

$$\sigma_3=\frac{P'_A}{et}=\frac{78.5\times10^3}{0.7\times0.7}=0.16\text{MPa}$$

最大主应力为：

$$\sigma_1=\sigma_3\frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi}+2C\frac{\cos\varphi}{1-\sin\varphi}=0.16\times\frac{1+\sin30°}{1-\sin30°}+2\times0.1\times\frac{\cos30°}{1-\sin30°}$$
$$=0.83\text{MPa}$$

$$\therefore \quad \sigma_n^R = \frac{\sigma_1+\sigma_3}{2} - \frac{\sigma_1-\sigma_3}{2}\sin\varphi = \frac{0.83+0.16}{2} - \frac{0.83-0.16}{2}\times\sin30^\circ$$

$$= 0.33\text{MPa}$$

$$\tau^R = \frac{\sigma_1-\sigma_3}{2}\cos\varphi = \frac{0.83-0.16}{2}\times\cos30^\circ = 0.29\text{MPa}$$

岩石承载拱抗力为：

$$P_i^R = \frac{2s\tau^R\cos\psi}{b} - \frac{2s\sigma_n^R\sin\psi}{b}$$

$$= \frac{2\times2.8\times0.29\times\cos19^\circ}{5.2} - \frac{2\times2.8\times0.33\times\sin19^\circ}{5.2} = 0.18\text{MPa}$$

锚杆抗力 P_i^A，

$f_{st}=372.4\text{MPa}$，$A_s=3.8\times10^{-4}\text{m}^2$，锚杆对水平线的夹角$\beta$取40°

$$\therefore \quad P_i^A = \frac{aA_sf_{st}\cos\beta}{eir_0\cos\alpha} = \frac{2\times3.8\times10^{-4}\times372.4\times\cos40^\circ}{0.7\times0.7\times3\times\cos30^\circ} = 0.17\text{MPa}$$

（3）外拱承载能力验算如下：

$$P_i^W = P_i^s + P_i^A + P_i^{st} + P_i^R = 0.23+0.17+0.39+0.18 = 0.97\text{MPa}$$

$$> P_{i\min} = 0.72\text{MPa}\text{许可}$$

2）内拱参数计算

安全系数K取1.5，内拱的抗力为：

$$P' = P_i^W(K-1) = 0.97\times(1.5-1) = 0.485\text{MPa}$$

内拱厚度：

$$d' = \frac{P'b\sin\alpha^s}{2f_v^c} = \frac{0.485\times5.2\times\sin20^\circ}{2\times2} = 0.22\text{m} = 22\text{cm}$$

以上内、外拱厚度计算适用于铁路隧道等永久性工程，对于一般矿山巷道，服务年限不太长时，可只按上述方法计算到外拱厚度即可。

2．按整体加固计算法计算例题

某矿地下提升机硐室毛跨7.8m，墙高$H=7.5$m，拱毛高$h_1=2.34$m，埋深150m，围岩力学参数：凝聚力$C=0.06$MPa，内摩擦角$\varphi=30^\circ$，重度$\gamma=2.7\text{kN/m}^3$，求锚喷支护参数。

1）求等效计算半径R_c

由$\frac{H}{b_0}=\frac{7.5}{7.8}=0.96$，接近1，$\frac{h_1}{b_0}=\frac{2.34}{7.8}=0.3$，查表得$K_f=0.87$

$$R_c = \frac{b_0}{2K_f} = \frac{7.8}{2\times0.87} = 4.5\text{m}$$

2）用图解法求所需最小支护抗力$P_{i\min}$

（1）求下列系数：

$$a_1 = C\text{ctg}\varphi = 0.06\times\text{ctg}30^\circ = 0.1\text{MPa}$$

$$a_2 = (P_0+a_1)(1-\sin\varphi) = (27000\times150+0.1\times10^6)\times(1-\sin30^\circ)$$

$$= (4.05\times10^6+0.1\times10^6)\times0.5 = 2.08\times10^6\text{Pa} = 2.080\text{MPa}$$

$$a_3 = \frac{\gamma R_c(1-\sin\varphi)}{3\sin\varphi-1} = \frac{27000\times4.5\times(1-\sin30^\circ)}{3\times\sin30^\circ-1} = 121500\text{Pa}$$

$$\doteq 0.12\text{MPa}$$

$$A=\frac{a_1+a_3}{a_2}=\frac{0.1+0.12}{2.08}=0.106$$

$$B=\frac{a_3}{a_2}=\frac{0.12}{2.08}=0.06$$

（2）求M值：

令$M=0$，则$f_1=A=0.106$

令$M=1$，则$f_1=A-B=0.106-0.06=0.05$

在图1-8-7上找出（0，0.106）、（1，0.05）两点，连接此两点的直线交$\varphi=30°$的曲线于某点，此点对应的$M=0.28$，则

$$P_{i\min}=a_2(1-M)=0.12\times(1-0.28)=0.086\text{MPa}$$

3）根据经验选取锚喷支护参数

采用喷锚网联合支护，喷层厚0.08m，$C20$喷射混凝土，钢筋网直径6 mm，网格距0.2m，锚杆直径22mm（25锰硅），间排距均为1.5m，锚杆长度按$\frac{L}{r_0}=0.16\sim0.7$的经验范围选取$\frac{L}{r_0}=0.7$，则$L=0.7\times4.5=3.15$m。

4）计算锚喷支护抗力

由$\frac{L}{r_0}=0.7(r_0=R_c)$，$\varphi=30°$查图1-8-9得初始剪切角$\rho=37.5°$，则

$$\alpha=\frac{\pi}{4}-\frac{\varphi}{2}=45°-\frac{30°}{2}=30°$$

$$\psi=\theta-\frac{3\pi}{4}+\frac{\varphi}{2}=\frac{\pi}{2}+\rho-\frac{3\pi}{4}+\frac{\varphi}{2}$$

$$=90°+37.5°-135°+15°=7.5°$$

剪切区高度$b=2R_c\cos\rho=2\times4.5\times\cos37.5=7.14$m

剪切区弧长之半$a=R_c\frac{\pi}{180}(90°-\rho)=4.5\times\frac{3.14}{180}(90°-37.5°)=4.12$m

锚杆倾角 $\beta=\frac{1}{2}(90°-\rho)=\frac{1}{2}(90°-37.5°)=26.25°$

（1）喷射混凝土抗力 P_i^s：

喷射混凝土的抗剪强度 $f_v^c=2.0$MPa

$$P_i^s=\frac{2df_v^s\cos\psi}{b\sin\alpha}=\frac{2\times0.08\times2\times\cos7.5°}{7.14\times\sin30°}=0.09\text{MPa}$$

（2）锚杆抗力 P_i^A：

$\phi22$锚杆截面积$A_{st}=4.0\times10^{-4}\text{m}^2$，抗拉强度$f_{st}=372.4$MPa，间排距均为1.5m，

$$P_i^A=\frac{2aA_{st}f_{st}\cos\beta}{bet}=\frac{2\times4.12\times4\times10^{-4}\times372.4\times\cos26.25°}{7.14\times1.5\times1.5}=0.07\text{MPa}$$

（3）钢筋网抗力 P_i^{st}：

环向筋间距0.2m，$A_{st}=2.8\times10^{-5}$，$f_{sb}=223.4$MPa

$$P_i^{st}=\frac{2A_{st}f_{sb}\cos\psi}{e'b\sin\alpha}=\frac{2\times2.8\times10^{-5}\times223.4\times\cos7.5°}{0.2\times7.14\times\sin30°}=0.02\text{MPa}$$

（4）锚喷支护总抗力 P_i^{Σ}：

$$P_i^{\Sigma}=P_i^s+P_i^A+P_i^{st}=0.09+0.07+0.02=0.18\text{MPa}$$

5）判定支护方案的可靠性

（1）安全系数n：

$$n=\frac{P_i^w}{P_{i\min}}=\frac{0.18}{0.086}=2.1$$

（2）加固深度与松弛范围的比值：

求K值

$$K=\frac{P_0+C\mathrm{ctg}\varphi}{P_i^w+C\mathrm{ctg}\varphi}=\frac{27000\times150+0.06\mathrm{ctg}30^\circ\times10^6}{(0.18+0.06\times\mathrm{ctg}30^\circ)\times10^6}=14.6$$

由K、φ值在图1-8-10上查得$R/r_0=2.65$，则$R=2.65\times4.5=11.9\mathrm{m}$

$$\therefore\quad\frac{L}{R-r_0}=\frac{3.15}{11.9-4.5}=0.43$$

即加固深度为松弛范围的43%。因岩石参数折减较大，如施工质量有保证，此支护方案是可靠的$\left(\frac{L}{R-r_0}\right.$一般在0.38～0.93之间$\left.\right)$。

3．按整体加固计算法计算例题

计算某高边墙拱顶地下厂房锚喷支护参数。硐室设计尺寸如图1-8-11。

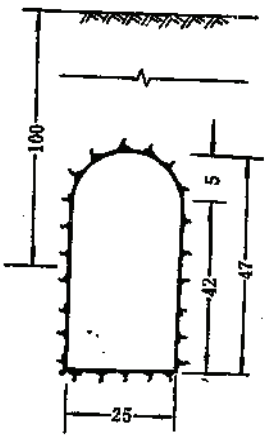


图 1-8-11 硐室尺寸（单位：m）

岩石参数：凝聚力$C=0.2\mathrm{MPa}$，$\varphi=45^\circ$，$\gamma=28\mathrm{kN/m^3}$。

1）求等效计算半径R_c

高跨比$\frac{H}{b_0}=\frac{42}{25}=1.68>1$

剪切角 $\alpha=\frac{\pi}{4}-\frac{\varphi}{2}=45^\circ-\frac{45^\circ}{2}=22.5^\circ$，$\eta$取0.8

$$\therefore\quad R_c=\frac{\eta H}{2\sin2\alpha}=\frac{0.8\times42}{2\times\sin(2\times22.5^\circ)}=23.8\mathrm{m}$$

2）求最小支护抗力$P_{i\min}$

（1）计算下列系数：

$$a_1=C\mathrm{ctg}\varphi=0.2\times\mathrm{ctg}45^\circ=0.2\mathrm{MPa}$$

$$a_2=(P_i+a_1)(1-\sin\varphi)=(28000\times100+0.2\times10^6)(1-\sin45^\circ)$$
$$=0.88\mathrm{MPa}$$

$$a_3=\frac{\gamma R_c(1-\sin\varphi)}{3\sin\varphi-1}=\frac{28000\times23.8(1-\sin45^\circ)}{3\sin45^\circ-1}=0.17\times10^6\text{Pa}$$

$$A=\frac{a_1+a_3}{a_2}=\frac{0.2+0.17}{0.88}=0.42$$

$$B=\frac{a_3}{a_2}=\frac{0.17}{0.88}=0.193$$

（2）求M值：

令$M=0$，$f_1=A=0.42$

$M=1$，$f_2=A-B=0.42-0.193=0.227$

在图1-8-7上，连接（0，0.42）、（1，0.227）两点的直线交$\varphi=45^\circ$的曲线于某点，该点对应的M值为：

$$M=0.425$$

（3）最小支护抗力$P_{i\min}$：

$$P_{i\min}=a_3(1-M)=0.17\times(1-0.425)=0.1\text{MPa}$$

3）根据经验选取锚喷支护参数

喷层厚度$d=15$cm，钢筋网直径6 mm，网格距0.2m；锚杆直径28mm，间排距均为1.5m，锚杆长度按$\frac{L}{r_0}=0.16\sim0.7$的经验范围取$\frac{L}{r_0}=0.16$，则$L=0.16\times R_c=0.16\times23.8=3.8$m。

4）支护抗力计算

由$\frac{L}{r_0}=0.16$，$\varphi=45^\circ$查图1-8-9得初始剪切角$\rho=67.5^\circ$，则

$$\alpha=\frac{\pi}{4}-\frac{\varphi}{2}=22.5^\circ$$

$$\psi=\theta-\frac{3\pi}{4}+\frac{\varphi}{2}=\frac{\pi}{2}+\rho-\frac{3\pi}{4}+\frac{\varphi}{2}=90^\circ+67.5^\circ-135^\circ+22.5^\circ=45^\circ$$

剪切区高度b：

$$b=2R_c\cos\rho=2\times23.8\times\cos67.5^\circ=18.2\text{m}$$

剪切区弧长之半a：

$$a=R_c\frac{\pi}{180}(90^\circ-\rho)=23.8\times\frac{3.14}{180}(90^\circ-67.5^\circ)=9.3\text{m}$$

（1）喷射混凝土抗力P_i^s：

$$f_v^c=3.3\text{MPa}$$

$$P_i^s=\frac{2d\,f_v^c\cos45^\circ}{b\sin\alpha}=\frac{2\times0.15\times3.3\times\cos45^\circ}{18.2\times\sin22.5^\circ}=0.1\text{MPa}$$

（2）锚杆抗力P_i：

锚杆抗拉强度$f_{ct}=490$MPa（冷拉Ⅱ级），$A_s=6.2\times10^{-4}\text{m}^2$，锚杆倾角$\beta=\frac{1}{2}(90^\circ-\rho)=\frac{1}{2}(90^\circ-67.5)=11.25^\circ$

$$P_i^A=\frac{2aA_sf_{ct}\cos\beta}{bet}=\frac{2\times9.3\times6.2\times10^{-4}\times490\times\cos11.25^\circ}{18.2\times1.5\times1.5}=0.135\text{MPa}$$

（3）钢筋网支护抗力P_i^{st}：

$A_{st}=2.8\times10^{-5}m^2$，$f_{sn}=588MPa$（冷拉钢丝）；环向间距$e'=0.2m$

$$P_i^{st}=\frac{2A_{st}f_{sn}\cos\theta}{e'b\sin\alpha}=\frac{2\times2.8\times10^{-5}\times588\times\cos45^\circ}{0.2\times18.2\times\sin22.5^\circ}=0.02MPa$$

（4）锚喷支护总抗力P_i^p：

$P_i^p=P_i^s+P_i^j+P_i^{st}=0.1+0.135+0.02=0.255MPa$

5）判定支护方案的可靠性

（1）安全系数n：

$$n=\frac{P_i^p}{P_{i\min}}=\frac{0.255}{0.1}=2.55$$

（2）加固深度与松弛范围比值：

$$K=\frac{P_0+C\mathrm{ctg}\varphi}{P_i^p+C\mathrm{ctg}\varphi}=\frac{28\times10^3\times100+0.2\mathrm{ctg}45^\circ\times10^6}{(0.255+0.2\mathrm{ctg}45^\circ)\times10^6}=6.6$$

由K、φ值在图1-8-10上查得$R/r_0=1.2$

$$\frac{l/r_0}{R/r_0-1}=\frac{0.16}{1.2-1}=0.8$$

即加固深度占松弛范围的80%，在0.3～0.93范围内，故可认为加固长度可靠。

4．竖井按塑性状态计算法例题

井筒净直径7 m，泥质页岩的抗拉强度$f_t=4MPa$，抗压强度$f_{cu}=20MPa$，最小凝聚力$C=0.2$ MPa，松动范围内的岩石内摩擦角$\varphi=30^\circ$，岩石重度$\gamma=25kN/m^3$，最小岩块尺寸0.6m，岩层倾角$<30^\circ$，井深700m，求锚喷支护参数。

（1）根据经验初选锚喷支护参数：

喷层厚0.15m，锚杆长$h=1.6m$、间排距0.8m，单根锚杆锚固力$P=40kN$。

（2）求锚固后岩体强度f'_{mt}：

$$V_T^{0.27}=\left(\frac{P}{10zbh}\right)^{0.27}=\left(\frac{40}{10\times0.8\times0.8\times1.6}\right)^{0.27}=1.44$$

查表1-8-44，$C=0.2MPa$、$f_{cu}=20MPa$、$f_c=1.3MPa$；

$$f_{cm}=1.48f_cV_T^{0.27}=1.48\times1.3\times1.44=2.77MPa$$

（3）求作用于塑性变形带上的荷载P_{max}：

塑性变形带宽度b_L：

查表1-8-45得$b_L^0=0.54$，$R_1=3.5+0.15=3.65m$

$$b_L=R_1b_L^0=3.65\times0.54=1.97m$$

作用于塑性变形带上的荷载：

取$K_e=0.5$

$$P_{max}=\frac{\gamma b_L}{2\mathrm{tg}\varphi K_e}=\frac{25000\times1.97}{2\times0.577\times0.5}=85355Pa=0.085MPa$$

（4）求支护体系的支承能力P'，并校核强度

支护体系的工作厚度$h_0=h-2r'=1.6-2\times0.3=1.0m$：

$$P'=0.25\times f_{mt}\left[1-\left(\frac{R_n}{R_B+h_0}\right)^2\right]$$

$$=0.25\times2.77\times10^6\times\left[1-\left(\frac{3.65+0.3}{3.65+0.3+1.0}\right)^2\right]=0.252\times10^6MPa$$

支护体系的支承能力$P'>P_{max}$（支护体系的荷载）

即　　$P' = 0.247\times10^5 > 0.085\times10^6\text{Pa}$

故初选的支护参数能满足要求。若$P'\leqslant P_{max}$，则需重选支护参数，重新计算，直至$P'\geqslant P_{max}$为止。

5．竖井按均匀受压支承环计算法例题

井筒净直径7 m，岩石抗压强度$f_{cu}=58.86\text{MPa}$，$\varphi=40°$，岩层倾角<30°，岩石重度$\gamma=25\text{kN/m}^3$，井深600m，求锚喷支护参数。

（1）根据经验初选支护参数：

喷层厚0.15m，锚杆长$h=1.6\text{m}$，间、排距均为0.8m，锚杆直径25mm。

（2）求加固带内的切向应力σ'_θ：

由表1-8-43查得压缩带宽度$W=\frac{1}{3}\times1.6=0.533\text{m}$

支承环的外半径：

$$R=\frac{a}{2}+W+R_1=\frac{0.8}{2}+0.533+3.5+0.15=4.583\text{m}$$

加固带内的切向力（取$\lambda_0=0.25$）：

$$N=P_iR=\gamma HR\lambda_0=25000\times600\times4.583\times0.25=17186.3\times10^3\text{N}$$

$$\sigma'_\theta=\frac{N}{W\times1}=\frac{17186.3\times10^3}{0.533\times1}=32.24\times10^6\text{Pa}$$

（3）求支承环加固后岩体强度f_θ：

锚杆初始拉力$P=A_{st}f_{cs}=4.9\times10^{-4}\times235.44\times10^6=115.4\times10^3\text{N}$

$$f_\theta=f_{cu}+\text{tg}^2\left(45°+\frac{\varphi}{2}\right)\frac{P}{ab}$$

$$=58.86\times10^6+\text{tg}^2\left(45°+\frac{40°}{2}\right)\times\frac{4.9\times235.44\times10^{-4}\times10^6}{0.8\times0.8}=59.69\times10^6\text{Pa}$$

（4）强度校核：

安全系数取$K=1.7$

$$\sigma'_\theta=32.24\times10^6<\frac{59.69\times10^6}{1.7}=35.11\times10^6\text{Pa}$$

故初选的支护参数合理。若考虑φ值降低及用f_m和P_A进行校核：$\varphi_0=0.94\varphi=0.9\times40°=36°$，岩体容许抗压强度$f_m=K_ef_{cu}=0.6\times58.86\times10^6$，$P_A=\frac{P}{K_1}=\frac{115.4}{3}=38.5\text{kN}$，则

$$f^s_{m1}=f_m+\text{tg}^2\left(45°+\frac{\varphi_0}{2}\right)\frac{P_A}{ab}$$

$$=58.86\times0.6\times10^6+\text{tg}^2\left(45°+\frac{36°}{2}\right)\times\frac{38.5\times10^3}{0.8\times0.8}$$

$$=35.32\times10^6+0.23\times10^6=35.55\times10^6\text{Pa}>\sigma_\theta'=32.24\times10^6\text{Pa}$$

校核结果安全可靠。

8.3.5　钢纤维喷射混凝土支护设计

大量的试验资料表明，钢纤维喷射混凝土的一系列性能都优于普通喷射混凝土，特别是它具有良好的韧性（即从加载开始直到试件完全破坏所做的总功）约比素喷射混凝土提高10～30倍；抗爆和抗冲击性能约提高8～30倍；耐磨性能提高30%（掺量大于1.5%）；收缩值减少15～75%；抗拉强度提高40～70%；早期抗压强度有很大提高（如龄期在4小时，可提高3倍左右，4天以后增长率开始下降）。故钢纤维喷射混凝土适用于膨胀性岩

钢纤维喷射混凝土工程应用实例　　表 1-8-47

单位	工程名称	断面（宽×高）（m）	支护长度（m）	地质条件	原设计支护参数	钢纤维喷射混凝土支护参数	使用情况	施工时间
梅山铁矿	西采区－112 m阶段联接S_7、S_8、S_9三条采矿进路的3号联络巷（承受采场爆破动压）	4.2×3.2	25	矿体赋存于辉石闪长玢岩与辉石安山岩接触带及其附近矿区断裂构造发育，有三组断裂构造，在其附近矿体受剧烈挤压，矿石十分破碎，稳定性差		喷层厚为 100mm 配比：水泥：砂子：碎石：钢纤维＝1：1.6：1.6：0.16 速凝剂掺量 3 %	82年8月～11月间在S_7～S_9进路及其附近进路中进行采矿大爆破20余次，总药量10t，其中最大药量2.5t。S_9进路与3号联络巷相交处矿体最破碎，在S_9进路中进行过三次回采大爆破，每次药量600kg，仅在3号联络巷顶板出现宽3～5mm的裂缝，直到S_7～S_9进路采完，3号联络巷口部尽管出现大裂缝，但仍未垮落（顶板最大沉降量达36mm）	82年7月
金山店铁矿	一采区＋10m阶段10号～3号采矿进路（爆破动压巷道）	3.2×3.1	15	围岩为石英闪长岩，矿石节理裂隙发育，破碎易掉快，冒顶高3米	锚喷支护，喷层厚度 100 mm，锚杆长 1.5m，直径18 mm螺纹钢筋，梅花形布置，排距 1 m，间距0.8m，每排5～6根（有施工）	喷层厚 80～100 mm，钢纤维掺入量 100kg/m³，配比：水泥：砂子：碎石＝1：2：2 速凝剂掺量 3 %	制止冒顶、处于稳定状态（没有采矿）	83年8月

续表

单位	工程名称	断面（宽×高）（m）	支护长度（m）	地质条件	原设计支护参数	钢纤维喷射混凝土支护参数	使用情况	施工时间
金山店铁矿	二采区±0m阶段，117矿块1号出矿口（自然崩落法爆破动压巷道）	4×3.85	10	矿石为贫铁矿和粉矿，有较厚的砂卡岩夹石层，夹石层风化较深，节理裂隙发育	喷锚网联合支护，先喷50mm素混凝土，打长2m的锚杆、直径20mm螺纹钢筋，排距1m，间距0.8m，每排7～8根，梅花形布置，挂φ8～10，网距200×200mm的钢筋网，再喷至300mm厚（没有施工）	喷层厚度100mm（设计200mm），钢纤维掺入量100kg/m³，配比：水泥:砂子:碎石=1:2:2 速凝剂掺量3%	第一次扩漏拉底时药量1t，支护基本完好，仅个别地方出现裂缝，第二次爆破药量0.6t	83年8月
梅山铁矿	东采区－174m阶段，0号进路在1号与3号电梯井之间一段巷道冒顶后加固修复	宽4.2	8	节理裂隙发育的高岭土化安山岩，掘进后未及时喷射混凝土支护，冒高2.5m，长4m			支护半年后未发现异常	84年3月
	西采区5—1溜井修复加固		井深86m，其中用钢纤维喷射混凝土加固21m	井深从－112～－198m，其中－138～－150m段位于矿体中，其他大多在高岭土化安山岩中，－162m～－198m段高岭土化强烈节理发育，其间有典型的叶腊石和高岭土，滑腻感强，遇水膨胀。因有水流入井内，使支护受很大膨胀压力，井壁开裂，－159m～－167m段井壁严重塌落，塌高9m，宽4.5m（沿井筒周长）深7.2m	原－150m以下用钢轨混凝土加固	－150～－162m段12m长，钢轨脱落，井壁尚完整，采用150～200mm厚的钢纤维喷射混凝土加固，其背对卸矿口侧逐渐减到100mm厚；－162～－171m段，用喷射混凝土加块石回填塌空区，外层以锚杆、钢筋网、钢纤维喷射混凝土加固，钢纤维喷射混凝土厚300～400mm，背对卸矿口侧只喷150mm厚钢纤维混凝土	至84年10月已放矿一万多吨，加固的井壁未发现异常	83年6月

续表

单位	工程名称	断面（宽×高）（m）	支护长度（m）	地质条件	原设计支护参数	钢纤维喷射混凝土支护参数	使用情况	施工时间
	西采区－162m阶段N_6采矿进路1号联络巷西侧巷道修复加固		12	高岭土化安山岩，遇水膨胀	原用锚喷支护，喷厚100mm锚杆长1.8m，直径18mm螺纹钢筋，间距0.8m，不久发生胀裂脱落。后又补打锚杆，挂ϕ6金属网，并补喷混凝土加固，以后又逐渐破坏，北邦腰线部水平缝延续5～6m，缝宽20～40mm，钢筋外露并扭折，巷底部开裂	修复用钢纤维喷射混凝土，北邦和拱顶厚100mm，向南帮逐渐减至50mm，用钢纤维1t，合钢纤维混凝土10m³	加固前顶底板相对位移3.46mm，平均移近速度为0.045mm/d，两邦移近7.28mm，平均移近速度为0.095mm/d，加固后移近速度明显下降，一年后，顶底板位移停止，两邦位移速度仅为0.004mm/d，喷层完好无损。	83年7月
梅山铁矿	地下破碎系统溜井贮矿仓修复加固	净直径5.5m	26.8m（两条，每条13.4m）	基岩为灰黑色砂化安山岩，整体性较好	原加固型式为整体混凝土加锚杆槽钢圈、24kg/m钢轨（间距200、300mm） 80年12月按原参数修复过耗钢材5t多，水泥15t，工班200多个。至83年未检查，已严重破坏，南、北仓脱轨各为26和32根，露出岩石面积为27和30m²，基岩被磨蚀0.9m（冲击点，含加固层）深	破坏部位钢纤维喷射混凝土厚300mm	七个月后测量（南仓通过矿量40万t，北仓30万t），上部喷层剩余60～70%，下部已剩余不多。钢纤维喷射混凝土磨损量为每10万t矿石磨掉100mm。未发生过堵漏斗现象，矿仓围岩得到保护，效果好，工艺简单，影响生产时间少	83年12月

体、塑性流变岩体，以及受采动影响或高速水流冲刷的井巷工程、矿山抢险工程、溜井加固工程、破损井巷工程的修复、加固工程等。

钢纤维喷射混凝土支护设计工程实例见表1-8-47。

8.3.6　钢架喷射混凝土支护设计

8.3.6.1　适用条件及一般规定

1．适用条件

（1）在围岩自稳时间很短、喷射混凝土或锚杆发挥作用以前就要求工作面稳定时；为了控制围岩大的变形需要增加支护抗力时；或受采爆影响大的动压巷道中，宜采用钢架喷射混凝土支护。

（2）可缩性钢架宜用于自稳时间短、变形量大的Ⅳ、Ⅴ类围岩、膨胀性围岩、延性流变围岩，自稳时间短但变形量不大的巷道可使用刚性钢架。

2．一般规定

（1）钢拱架可根据地压情况和施工方法做成全断面或半断面形（图1-8-12），钢架材料可采用钢管（$\phi100$，$\phi125$，$\phi150$，$\phi180$，$\phi219$mm等）、U型钢（U_{13}、U_{25}、U_{29}等）或其他型钢。

（2）钢架的结构类型和支护参数用工程类比法确定或用新奥法计算。钢架的喷射混凝土保护层不小于40mm。在钢管内灌注C30以上的混凝土，钢架的承载力可提高一倍以上，且可防锈蚀，灌注时间可在架设好后立即灌注或通过监控量测确定，应由下面上（通

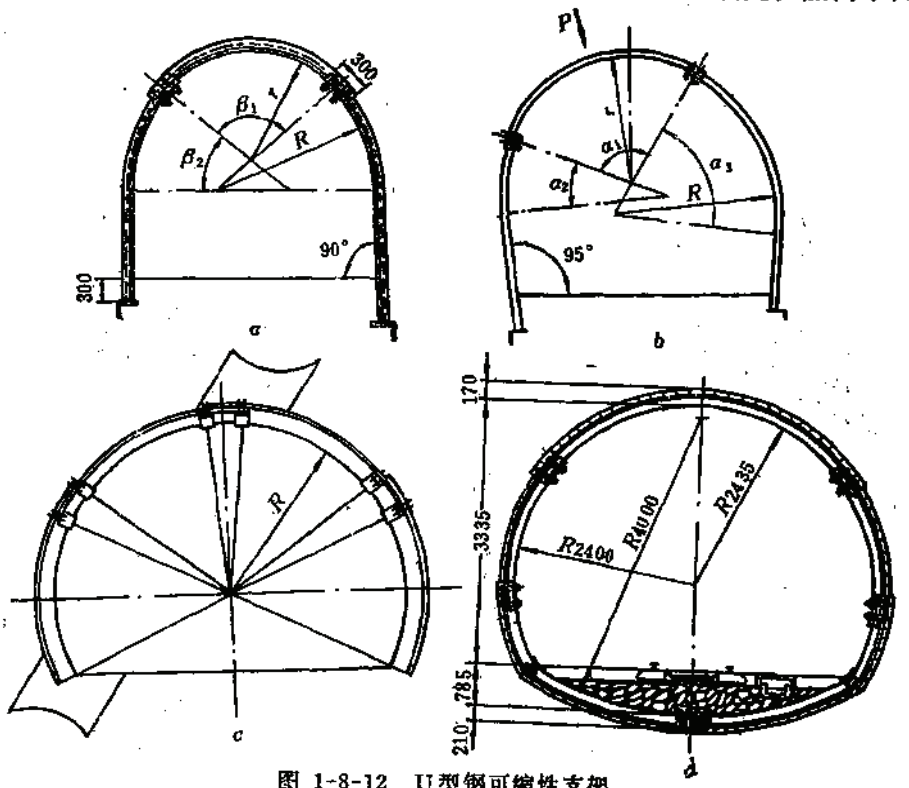


图 1-8-12　U型钢可缩性支架

a—适用于普通巷道；b—不对称型，适用于偏压巷道；c—适用于顶侧压均大的较大断面巷道；d—适用于有底鼓的巷道

过管上的孔）进行，且边注边振捣。

（3）可缩接头的收缩量应根据工程控制的位移量计算确定，每个接头的最大收缩量不宜超过100mm，可缩接头的滑动阻力可取钢架所受最大轴向力的50%。

（4）钢架与围岩之间楔木垫或混凝土块顶紧，支垫间距0.8～1.2m。为保证钢架的稳定，沿钢架周长（每10m不小于3个）设纵向支撑（直径不小于20mm的圆钢或木撑）。

（5）钢管可缩接头采用的外套管长一般为40cm，最长不宜大于80cm。外套管的纵向缝应保证卡箍卡紧后仍有1mm以上（但小于5mm）的间隙，套管内径与主管外径的间隙不大于1mm。U型钢架宜采用搭接形式，搭接长度一般为40cm，每个接头设2个卡箍。可缩性接头见图1-8-13和图1-8-14。卡箍螺栓见表1-8-48和图1-8-15。

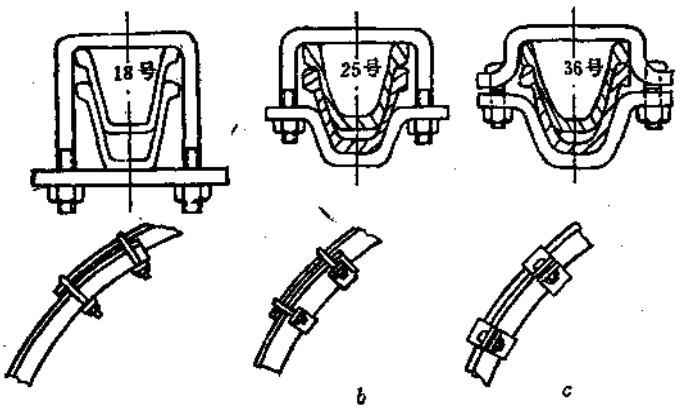


图 1-8-13 开滦煤矿使用的卡紧装置

a—承载270～320kN/架；b—承载290～430kN/架支架高可缩230～495mm；c—承载600～740kN/架支架高可缩330～495mm

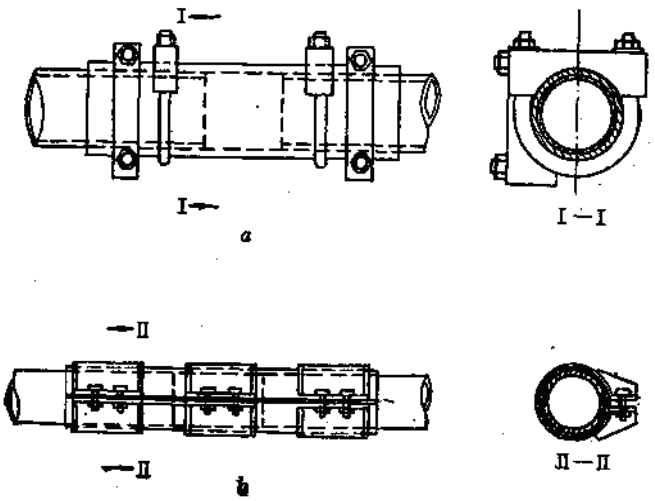


图 1-8-14 钢管钢架可缩性接头

螺栓直径及材料表　　表 1-8-48

钢拱架型式	50%设计承载力 (kN)	螺栓规格	螺栓材料
U_{18}	167.0	2 ϕ20	45号钢
U_{29}	225	2 ϕ20	45号钢
ϕ100×4 钢管混凝土	98.1	2 ϕ16	45号钢
ϕ125×4 钢管混凝土	177.1	2 ϕ20	45号钢
ϕ150×4.5钢管混凝土	216	2 ϕ20	45号钢
ϕ165×5 钢管混凝土	255	2 ϕ20	45号钢
ϕ180×7 钢管混凝土	402	2 ϕ22	40Cr
ϕ219×8 钢管混凝土	608	2 ϕ24	40Cr

注：表 1-8-48～表 1-8-50 摘自铁道科学院铁道建筑研究所资料。

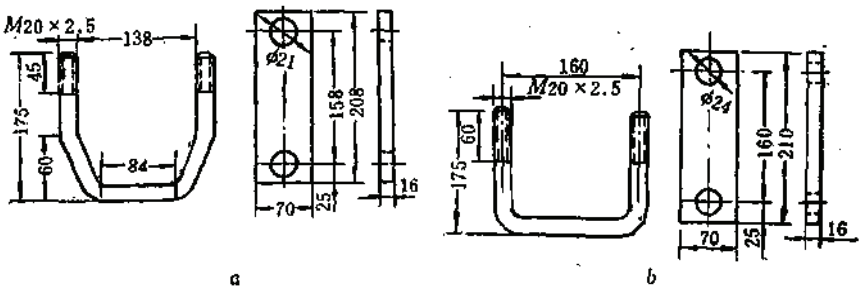


图 1-8-15　U型钢架螺栓卡紧装置

8.3.6.2　可缩性钢拱架的几种可选型钢的截面参数

可缩性钢拱架的几种可选型钢截面参数见表1-8-49。几种U型钢断面见图1-8-16。

可缩性钢拱架的截面参数　　表 1-8-49

钢材型号	理论质量 G (kg/m)	截面积 A (cm²)	惯性矩 (cm⁴)		截面模数 (cm³)		惯性半径 (cm)		钢材材质
			I_x	I_y	W_x	W_y	i_x	i_y	
ϕ125×4.5	15.04	19.15	440	440	62.9	62.9	4.79	4.79	A_3
ϕ150×4.5	17.81	22.68	731	731	88.6	88.6	5.67	5.67	A_3
ϕ180×6	25.75	32.78	1243	1243	138	138	6.16	6.16	A_3
U_{25}	24.76	31.45	451.7	508.65	81.68	75.92	3.78	4.02	16 Mn
U_{18}	29	37	627	783	94	103			
U_{29}	36	45.7	972	1264	137	148	4.61	5.26	32Mn$_3$

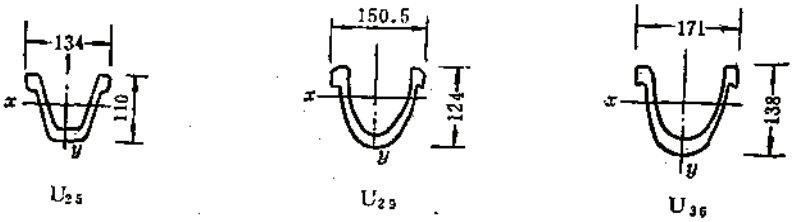


图 1-8-16 U型钢断面图

8.3.6.3 可缩性钢架的选用

可缩性钢架可参考表1-8-50选用。

钢 架 选 用 型 式 表 表 1-8-50

围岩类别	隧道类别	截面估算最大内力 M_{max} (N·m)	截面估算最大内力 N_{max} (kN)	钢拱架推荐选用型式	估算允许承载力 (kN)	拱架间距 (m)	每米质量 (kg)
Ⅰ类围岩	单线	+142.7 -173.3	-17.6	U_{29}钢	223.4	0.6	29.0
				U_{36}钢	300.1	1.0～0.7	36.0
				φ180×6钢管	272.4	1.0～0.7	25.25
				φ100×4钢管混凝土	196.0	0.5～0.4	41.90
				φ125×4钢管混凝土	353.0	1.0～0.7	54.1
				φ150×4.5钢管混凝土	431.2	1.0～0.7	61.7
	双线	+519.9 -356.8	-573.3	φ219×8钢管	626.2	0.6	41.63
				φ180×7钢管混凝土	882.0	1.0～0.7	79.6
Ⅰ类围岩	单线	+234.5 -336.4	-282.2	U_{36}	301.0	0.6	36.0
				φ180×7钢管	304.0	0.6	29.87
				φ219×8钢管	625.2	1.0～0.7	41.63
				φ150×4.5钢管混凝土	509.6	1.0～0.7	61.7
	双线	+581.0 -672.8	-921.2	φ219×8钢管混凝土	1275.0	1.0～0.7	116.0
				φ180×7钢管混凝土	882.0	0.6	79.6

注：1. 单双线隧道的断面尺寸见 3·1·3 节。
2. A_s 取 $f_{ct}=166.77$ MPa，16Mn 取 $f_{ct}=235.44$ MPa。
3. 本表按铁道围岩分类Ⅰ、Ⅱ类围岩估算地压的60%作为计算荷载。

8.3.7 预应力锚索（杆）支护设计

预应力锚索（杆）一般指施加的预应力大于200kN、孔径为60～100mm、长度大于8m的锚索（杆）。它与普通锚杆或喷射混凝土配合（亦可单独使用），可用于地下高大硐室的支护，采场顶板管理，以及预防和处理大跨度硐室的塌方，还可用于坝体和边坡工程的加固处理。

8.3.7.1 一般规定

（1）锚索体材料宜选用高强钢丝或多股钢绞线（7φ4或7φ5），其根数应由设计预张拉力值和锚索体材料强度决定；金属矿山采矿场顶板管理中现多采用旧钢丝绳做索体，

对旧钢丝绳应清洗油污（用0号柴油、金属清洗剂和碱水清洗），并做强度试验。锚杆杆体材料宜选用20锰硅、25锰硅等高强钢筋。

（2）锚索（杆）的张拉控制应力值应小于锚索（杆）材料设计强度的65%。

（3）当预张拉力大于1000kN或锚固部位的岩体软弱破碎时，宜采用水泥砂浆胶结式内锚头；锚固段的砂浆强度不应低于30MPa；锚固段的长度应由设计确定，必要时可通过现场拉拔试验加以验证。

（4）当预张拉力小于1000kN，且锚固于中硬以上岩体时，宜采用胀壳机械式内锚头，其结构型式和尺寸应通过拉拔试验确定。

（5）钻孔壁与锚索或锚杆杆体间必须注满砂浆。

8.3.7.2　预应力锚索的类型及结构

（1）国内目前使用的锚索类型如下：

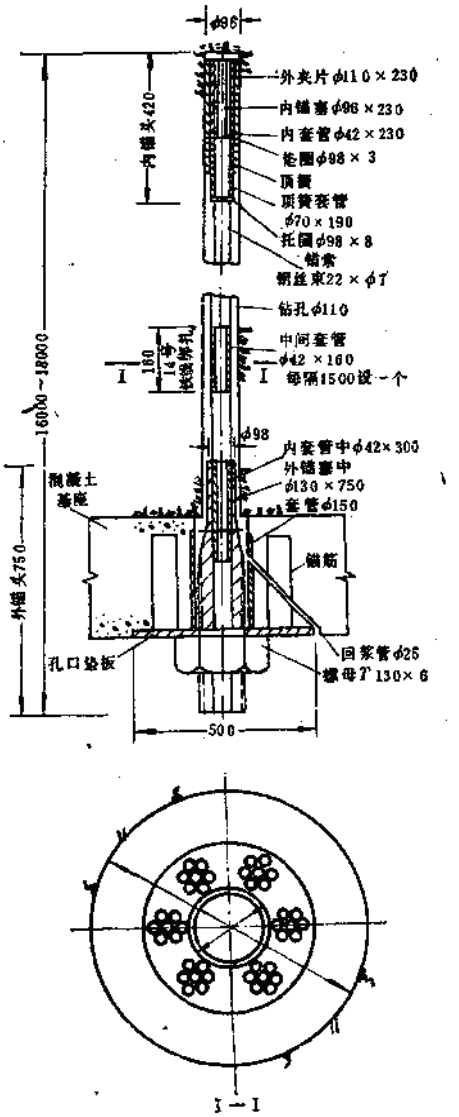


图 1-8-17　爆炸压接式内锚头锚索结构图

胶结式内锚头型 { 柱状锚 / 墩头锚 / 75型二次灌浆

机械式内锚头型 { 胀壳式 { 对穿(对锚) / 非对穿(内锚) / 爆炸压接式(用爆破法将高强钢丝和锥筒连接在一起)

（2）各种类型预应力锚索的结构均由三部分组成，即内锚头、张拉段（高强钢丝束、钢绞线及钢丝绳）、外锚头。其结构简图见图1-8-17～图1-8-19。

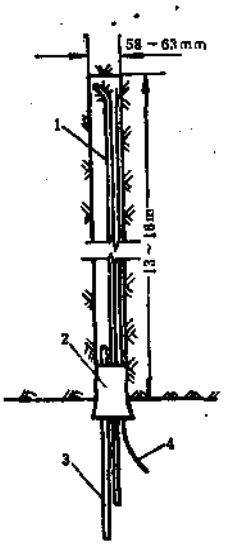


图 1-8-18 钢丝绳长锚索

1—钢丝绳；2—封口木塞；3—注浆管；4—塑料排气管

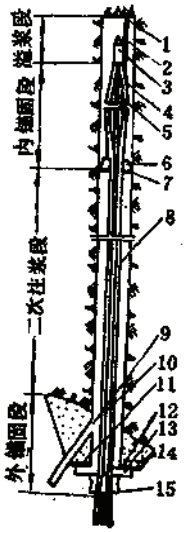


图 1-8-19 75型二次注浆长锚索

1—定位杆；2—排气管；3—顶帽；4—溢浆管；5—架线环；6—定位止浆环；7—固线塞；8—套管；9—口部灌浆管；10—钢绞线；11—固定钢垫板；12—活动钢垫板；13—外锚圈；14—混凝土墩；15—外锚塞

75型二次注浆长锚索的零部件加工见图1-8-20～图1-8-25。

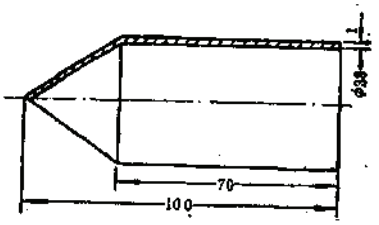


图 1-8-20 顶帽(1mm厚钢板卷焊)

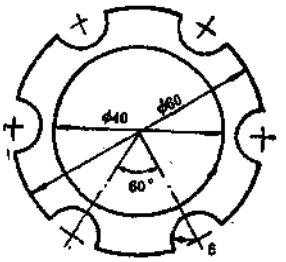


图 1-8-21 架线环(A_s厚3～5mm)

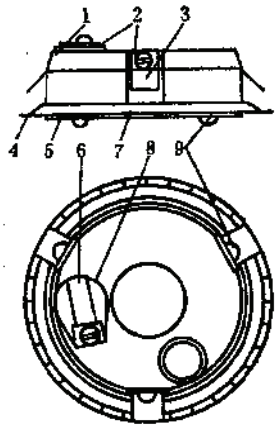


图 1-8-22　定位止浆环(其直径比钻孔直径小6～14mm，A_1)

1—止浆环；2—垫片；3—制动卡；4—加强板（比钻孔直径大20mm）；5—压板；6—弹簧片；7—止浆板（比钻孔直径大4～6 mm）；8—单向阀（橡胶板）；9—螺钉

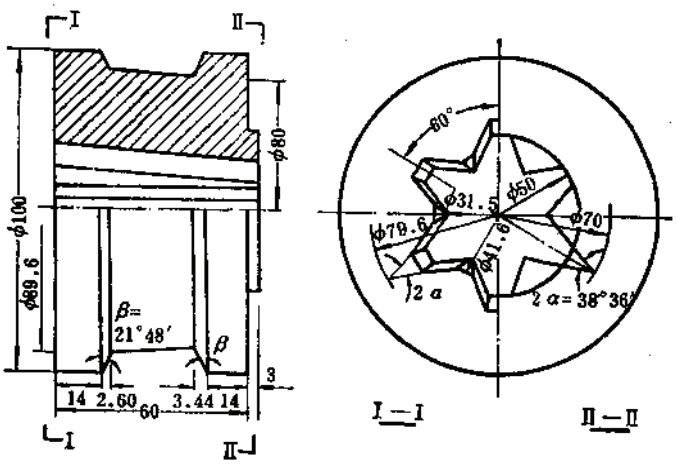


图 1-8-23　外锚圈(ZG45号钢精密铸造)

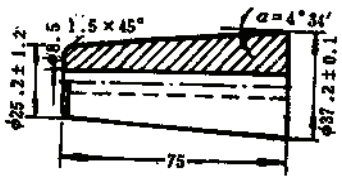


图 1-8-24　外锚塞(45号钢车制)

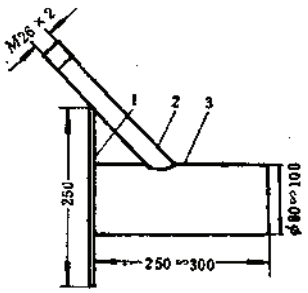


图 1-8-25　固定钢垫板

1—固定钢垫板（250×250×2～3mm）；2—定位管；3—口部灌浆管

胀壳式锚索的部分零部件见图1-8-26～图1-8-28。

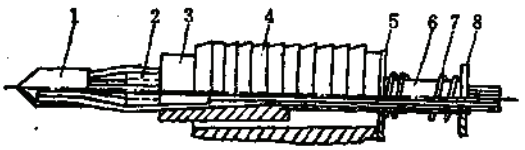


图 1-8-26 胀壳式内锚头总装图

1—导向帽；2—六棱锚塞；3—锥筒；4—外夹片；5—垫圈；6—套管；7—顶簧；8—托圈

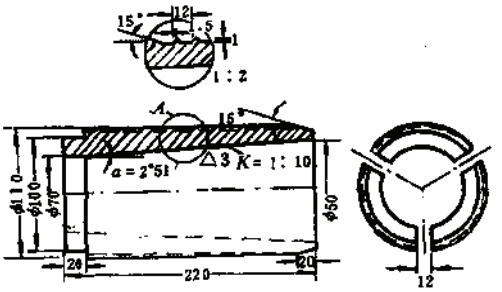


图 1-8-27 涨壳式锚头的外夹片

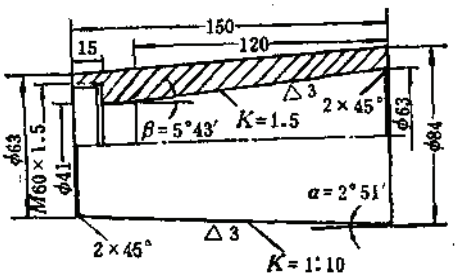


图 1-8-28 涨壳式锚头的锥筒

8.3.7.3 设计方法

目前，预应力长锚索（杆）的设计方法还不成熟，一般采用不同围岩条件下普通锚杆的计算方法，如对坚硬岩体中不稳定块体的加固采用块体平衡计算和悬吊理论；对层状围岩采用组合梁理论；对破碎、软弱围岩采用系统锚杆按整体加固计算（见表 1-8-37 和表 1-8-43）。除单体锚索加固外，系统布置的锚索应和普通短锚杆配合一起使用。

1. 锚索参数确定原则

1）锚孔布置

对系统布置的锚索，其间、排距一般不大于锚索长度的1/3，并不应小于被锚固体直径的 3 倍，按梅花形、矩形或扇形布置。

锚孔的深度必须穿过被加固部位。穿过长度：对于机械式内锚头锚索为 2～3 m；对于胶结式内锚头锚索不得小于 2～3 倍的内锚固段长。为避免孔底区域造成拉应力集中区，孔深可在加固有效而安全的范围内，相间或按一定规律变换深浅。锚孔的方向应考虑岩体破坏滑动方向，力求防止索体受剪。

2）锚索总长度的确定

（1）胶结式内锚头锚索

总长度＝内锚固段长＋自由段（拉伸段）长＋外锚头长

内锚固段长——见表1-8-37中局部锚杆支护计算法。自由段长度为被锚固围岩的厚度，按地质调查及监控量测确定，或按冒落拱高经验公式计算。外锚头段国内多采用圆柱形钢筋混凝土柱墩（见图1-8-17），其外形尺寸及配筋量可按锚索张拉力计算确定或按工程

类比选取。下料总长度还应包括内锚固段的弯钩长度和外锚头中回弯压在锚头中的长度。

（2）机械式内锚头锚索总长度确定

总长度为锚孔深度加100～200mm（孔底预留空隙）。

锚索下料总长度的确定。爆炸压接内锚头锚索(以镜泊湖水电站工程为例)，下料总长度为设计孔深减350mm(外锚头插入孔中可调长度)再减去150～200mm(孔底预留空隙)。

胀壳式锚头锚索（以白山水电站工程为例）有对穿和非对穿之分，其下料长度不同。

对穿型锚索下料总长度为实测孔深度加上1500mm（张拉端单根钢绞线的长度），再加上200mm（被张拉端外露长度）。

非对穿型锚索单股钢绞线的下料总长度为实测孔深度加1500mm（张拉端外露长），再加上30mm（内锚头端外露长度）。

（3）锚索索体（高强钢丝、钢绞线及钢丝绳）的数量和直径通过受力计算确定。

2. 锚索造价

国内部分工程锚索施工造价见表1-8-51。

锚　索　造　价　表　　表 1-8-51

工程名称	平均孔深(m)	锚索根数	单孔预拉力值(kN)	锚索体类型	单孔造价(元/孔)	单位张力造价(元/kN)	单位造价(元/kN-m)	建造日期(年)
梅山水库坝基	30～47	110	2400 3240	钢丝锚束 125 根 $\phi 5$ 165 根 $\phi 5$	6039.23 8332.21	25.16 19.54	0.74 0.57	1965
双牌水电站坝基	36.4	131	3250	钢丝锚束 165 根 $\phi 5$	11276.0	34.7	0.95	1980
250 工程41m高边墙加固	11	47	600	胀壳锚头式 6×7 $\phi 4$钢绞线	1010.0	16.83	1.53	1978
白山水电站主厂房下游高边墙加固		98	600	对穿胀壳锚头式 6×7 $\phi 4$ 钢绞线		25	1.94	1980
白山水电站15号坝加固		26	600			22.46		1981
铜陵凤凰山铜矿采矿场顶板维护	（长锚索与短锚杆联合使用）			$\phi 20$～$\phi 25$ 提升钢丝绳 （新、旧）	每米锚索成本8.46元(概算) 每吨矿锚索成本 0.089元 每吨矿石支护成本0.194元			1981～1984
湘西金矿采矿场顶板维护	同　上			6×19 $\phi 21.5$、$\phi 31$ 提升钢丝绳 （新、旧）	每米3.1元(直接费)——锚索 每根8.91元(直接费)——楔管锚杆 每根4.24元(直接费)——砂浆锚杆			1981～1984

8.3.7.4　预应力锚索及钢绳锚索在工程中应用实例

表1-8-52为国内外一些常用的预应力锚索。预应力长锚索和钢丝绳锚索在工程中的应用实例见表1-8-53至表1-8-55。

预应力锚索种类

表 1-8-52

序号	型号	钻孔直径(mm)	外锚头	内锚头	锚索体	预张拉力(kN)	适用条件	备注
1	BBRV型	100	内外螺纹套筒	注浆式	40根 ϕ5、8mm高强钢丝束	850	各种岩体尤其对软岩	瑞士造
2	PZ型		螺帽式	胶结式	高强钢丝束	1000		
3	VSL型	85～115	锚塞式	注浆式	18×ϕ8.27×ϕ8.34×ϕ8	1000 1500 1700		瑞士造
4	TMS型	决定于锚索吨位	同上	同上	可用单根钢筋、高强钢丝或钢绞线	不定		可进行压力灌浆锚固
5	TMD型	同上	同上	同上	同上			可进行多次压力灌浆锚固
6	迪威德型	同上	长型螺帽式	同上	可用单根或数根螺纹杆体	1000	各种岩体	联邦德国造杆体，用连接器接长
7	I·R·P型	同上	锚塞式	同上	可用钢筋、钢丝和钢绞线	500～2500	可用于松软土	法国造
8	梅山型	同上	ϕ0.8—1.0m钢筋混凝土圆柱体	同上	123 ϕ45或165 ϕ5高强钢丝	2400或3240	各种岩体	中国造
9	306型	110～130	锚塞式	胀壳式	6根7×ϕ4钢绞线	600	坚硬岩体	同上
10	310型	110	螺帽式	同上	22根ϕ7高强钢丝	900、1100		同上
11	75型	110～130	锚塞式	注浆式	6根7×ϕ4钢绞线	600	各种岩体	同上
12	330型	200	墩头式	同上	162 ϕ5或84 ϕ7	3450		同上
13	一次灌浆型	110～130	锚塞式	同上	7×ϕ4	600		同上
14	南河型	90～110	同上	同上	7×ϕ4	600		同上

注：本表摘自水电部东北勘察设计院资料。

预应力锚索、钢绳锚索在

工程名称	工程尺寸(m)	地质条件	支护部位或支护类型
某地下硐库加固	净跨 40	位于奥陶纪灰岩中，岩层平缓，岩体完整，倾角5～14°。中厚层，中间夹有薄泥质灰岩或泥质页岩，岩性不一，强度各异，破碎不严重。灰岩单轴抗压强度 f_{cu} = 80MPa	双曲拱钢筋混凝土支护，按构造配筋主拱带中心距3m。主拱带出现裂缝，局部混凝土剥落，筋外露似折断。用预应力锚索加固
某地下硐库丁字型交岔点(1170工程)临时支护	净跨 24	位于古生代寒武系地层中，岩层倾角平缓（几度～十几度）。拱脚部位以结核条带状灰岩为主；拱顶主要为暗紫色块状泥灰岩与深灰色中厚层泥灰岩互层，相间还有灰黄色薄层泥灰岩与暗紫色泥灰岩互层。层间多为泥质胶结构，结合力差。泥质泥灰岩数月后即风化成纸片状。岩质松软，遇水软化，f_{cu}一般为15～20MPa。岩石产状紊乱，节理裂隙很发育。有三条较大断层	交岔点为大拱梁（28×3×56.4m）和联系拱块结构。采用锚索、预应力锚杆（φ25长3.8m），厚为30～50mm喷射混凝土作临时支护
某地下硐库（处理及预防塌方）	毛跨30，边墙高17.7拱顶高25	位于石炭纪中上统石灰岩中。岩层倾角60°～70°，其走向与硐室轴线垂直，内有厚10m的千枚岩软弱夹层(单轴抗压强度约0.4MPa)，遇水软化成泥。有二组断层，使千枚岩错位5m，岩层间也发生错动。在千枚岩层中开挖4×5m导硐，用木棚架临时支护，两年后形成高3～15m的塌落空间	塌方后立即喷5cm厚混凝土，安长4m，间距1.2m的锚杆，挂网，再喷100mm混凝土，再安锚索
湘西金矿沃溪矿区316矿体	斜长57～65，宽22～32，矿房宽6～10，中段垂高30	矿体为层间石英脉和上盘蚀变围岩中的网状脉。矿脉赋存于板溪群马底驿组紫红色板页的层间裂隙中，层理发育，呈薄层状，易剥落，围岩 f = 4～8，矿石 f = 8～12。矿块东南两断层切割，使其上下盘围岩、矿脉中的裂缝节理纵横交错，十分发育（8～12条/m²）	长锚索和短锚杆联合支护。短锚杆为φ16砂浆钢筋和φ41.5楔管式、长2.6m，间距1m，采场顶板控制
安徽铜陵凤凰山铜矿	矿房顶板暴露面积2000m²左右，矿房跨度16～19m	矿体上盘围岩是花岗闪长岩，靠近矿体部位有风化现象，稳定性很差，浸水后即松散成泥砂状，f = 1～3，易片邦，底盘围岩是大理岩，较稳定，在与矿体接触带上溶洞较多。采场顶板距－40m巷道8m，矿石 f = 4～18，有三组大裂隙	－120m阶段39线采场。长、短锚杆群联合支护（短锚杆为楔管式和砂浆锚杆）
湖北铜录山铜矿	3号矿体长375m，最大厚100m，平均厚40m，4号长650m，平均厚15m。矿块宽32m，长等于矿体厚；留房间矿柱宽4m，段高60m，采场内每隔15m留6×5m方柱一个	上盘为矽卡岩和大理岩，一般中等稳固，局部地段稳固性较差。下盘为花岗闪长斑岩和矽化斜长石岩，中等稳固，但接近矿体处因有蚀变一般稳固性较差。矿体中含铜磁铁矿，致密坚硬，f = 8～12；含铜大理岩 f = 7～9，均属中等稳定，含铜矽卡岩 f = 3～6，稳固性较差。侵入矿体的钠长石斑岩破坏了矿体的完整性。断层节理裂隙均发育	采场顶板支护。采用长锚索和开缝式摩擦锚杆联合支护

国内工程中应用实例 表 1-8-53

锚索参数		孔径	锚索型式	锚索预张拉力	锚索根数	施工日期	备注
长度 L(m) 间距 a(m)	直径(mm)	(mm)		(kN)			
$L=15$（8根） $L=10$（24根） $a=5$	6根7 $\phi4$的钢绞线按内径40、外径60mm，排列成束		涨壳式	600	32	1974年	对埋设监控元件进行观测
交岔大梁部位 $L=24$(60根) 联系拱块及加强拱部位 $L=14$（51根）	6根7 $\phi4$的钢绞线按内径 $\phi40$、外径 $\phi60$排列成束	110～130	75型二次灌浆	500	111	1978年	
$L=14\sim20$		110～130	同上	270 320 360	9	1975年	以后施工遇到类似岩石条件时先安锚索，开挖后避免了塌方
$L=6$（中部） $L=4.5$（两侧） $a=1.5$	$\phi22$、$\phi31$废钢绳（6×19）	61～62	水泥砂浆胶结式	180～275	129	1981年	有效地控制了顶板，保证了安全生产
锚索$L=8\sim13$ $a=2.5\sim4$ 短锚杆$L=1.8\sim2$ 砂浆锚杆	锚索：6×19+1 $\phi24.5$钢丝绳 锚杆$\varphi20$	$\phi55$钻头打孔 $\phi50\sim80$mm	水泥砂浆胶结式	240	164	1982年	
锚索$L\leqslant15$ $a=2.5\times2.5\sim4\times4$ 开缝式锚杆$L=1.6$ $a=0.9\times0.9$		61～63	水泥砂浆胶结式	每米长握裹力约300	1361	1984年11月	该矿采矿场共用长锚索1361根，计20415m，共支护面积10563m²，锚索用早强砂浆，开缝式锚杆中加膨胀剂

国外地下矿山锚索

矿山名称	矿床及矿岩特征	采矿方法及锚索用途
芬兰科塔拉蒂镍矿 (Kotalahti)	矿岩不稳固，顶盘为松散的蛇纹岩，北部矿体厚达20～40m 南部矿体埋深大于1000m，最小厚度5～10m	原为分段崩落法，贫化损失大，后改为分段空场法，用锚索加固两帮和顶部围岩 地压大，原用分层充填法，成本高，后改为分段崩落法，用锚索加固围岩，采场长70m，宽10m，最大高度170m
加拿大利昂金矿 (Con)	矿体倾角60°，宽约10m，顶盘稳固，矿石顶板有水平节理，不甚稳固	上向分层充填法，阶段高60m，分层高3m，用锚索支护矿石顶板，同时用1.8m长锚杆护顶，网度0.9×0.9m
纳米比亚楚梅布铜铅锌矿 (Tsumeb)	开采深度840～1260m，地压大	横向布置的上向分层充填法，矿房宽10m，不留间柱，中央矿房超前（7m高）回采，在卸压条件下开采，矿石顶板已产生裂隙，需要大量木材支护，故改用锚索预支护。阶段高76m，分层高2.5m，尾矿胶结充填
美国霍姆斯特克金矿 (Homestake)	矿体倾斜60°，平均宽10m，矿石顶板不稳固	上向分层充填法。（1）将顶板用坑木支护的采场改为不用坑木支护；（2）加固不用坑木支护的采场顶板。以上两种情况都用网度1.8×1.8m的锚杆护顶
澳大利亚金岛白钨矿 (King Island)	矿体倾角45°，厚15～50m，顶盘有一条3～15m厚的断层，断层为黑云母角页岩及粘土胶结物，*RQD*为0～20	原用房柱充填法，矿石品位高，损失率为35%，后改为分段空场法，事后充填，采场横向布置，矿房和间柱均为14m，分段高度20m。用锚索加固断层带，顶底盘*RQD*为60～70
瑞典马尔姆贝格特铁矿 (Malmberget)	矿体倾角40°，平均厚14m，矿岩抗压强度26～28MPa，裂隙较发育	原用无底柱分段崩落法，成本高，贫损大。后改用天井深孔采矿法，爆力运矿，阶段高50m，用锚索加固顶盘围岩

注：本表摘自1985年第2期《化工矿山技术》，胡际平编译。

锚索应用实例 表 1-8-54

锚索规格及有关参数	实际效果
从脉外平巷钻扇形锚孔，排距6m，锚索直径30mm，每根负担面积 30m²。出矿25万吨，共安锚索 7800m，费用 20万美元	贫化率由45%降至18%，损失率从33%降为零，盈利从－50万美元增至120万美元
从脉外平巷钻锚孔，平巷垂直距离30m，锚索长度<20m，每根负担面积25m²，人工安装20米/人班，6.25美元/米	贫化率<20%，矿石无损失，而分层充填法贫化率为10%，损失率5%，盈利从10万美元增至120万美元
锚孔直径57mm，倾角75°孔距2.4m。锚索由2 ϕ16钢绳组成，锚入顶盘围岩的长度不少于4.5m，12.75美元/米	改善了安全条件，无落石危险，采场可以加宽，采矿成本仅增加5%，一吨矿石增加0.7美元
从矿房顶部向下钻垂直锚孔，锚索直径24mm，长 18m，排距1.8m，间距3m，可采5个分层	岩层条件显著改善，顶板不再用木垛支护
锚孔倾角与矿体一致。（1）孔径 57.2mm，孔距 1.8×1.8m，锚索直径15.9mm、长18.3m；（2）孔径63.5mm，孔距2.4×2.4m，直径 15.9mm的双股钢绳、长 18.3m。锚索重叠长度均为4.6m	（1）每米17.6美元，每吨矿石锚索费用3.25美元，采矿直接成本降低16%；（2）每吨矿石锚索费用1.17美元，顶板暴露面积达560m²
从断层顶盘和底盘（矿石内）分段平巷钻扇形锚孔，孔径 64mm，锚索由2根 ϕ15.2mm 钢绳组成，底部负担面积 7～8m²	采矿成本虽然高82%，但矿石损失率仅为8%，经济上仍然合算
从靠近底盘的中央天井钻 ϕ51mm 的崩矿炮孔，部分炮孔打深一些，安设 ϕ20mm的钢绳锚索，负担面积20米²/根	顶盘暴露面积2100m²，仅发生过少量冒落，贫化、损失都不到5%

国外几个地下工程采用

国　别	工程名称	跨　度 (m)	高　度 (m)	地质条件
瑞　士	毕阿斯卡	30	25.0	片麻岩
	涅恩达兹	19.1	24.1	泥质页岩
意大利	别列扎克	17.0	35.0	泥质岩
西班牙	毕　别	18.0	30.0	片麻岩
卢森堡	维安登	17.0	29.3	粘土页岩
联邦德国	泽金登	23.0	29.6	裂隙付片麻岩
瑞　士	洪格林	30.0	27.0	石灰岩 泥灰岩
奥地利	柯普斯	29.0	24.0	层状石灰岩
意大利	拉克德略	21.0	60.5	裂隙片麻岩
印　度	奇罗布	18.0	32.5	裂隙石灰岩
智　利	埃里托罗	24.5	39.5	裂隙花岗岩 闪长岩
联邦德国	瓦尔施克第二	33.5	54.0	裂隙砂岩和页岩

预应力锚索统计表 表 1-8-55

支护类型	锚索长度 L 及间距 a (m)	预应力值 (kN)	建成年分
预应力锚索，顶拱，边墙钢筋混凝土	$L=8—13$	800	1959
	$L=15$	1250	1959
预应力锚索在边墙一侧，顶拱钢筋混凝土，边墙喷混凝土	$L=9$	1250	1962
预应力锚索，顶拱和边墙钢筋混凝土	$L=5—10$	顶拱100边墙400～800	1963
	$L=9.5—13.5$ $a=4\times4$	900～1250	1963
预应力锚索顶拱和边墙喷混凝土	$L=10—15$ $a=1\times2$	900～1700	1966
预应力锚索普通锚杆喷混凝土	$L=4$ $a=2\times25$ $L=11.4—18.4$ $a=3\times4$	80 1250～1700	1967
预应力锚索，顶拱钢筋混凝土边墙喷混凝土	$L=5—7$ $a=2.5\times3$ $L=15$ $a=3$	200 1050	1969
预应力锚索，顶拱喷混凝土	$L=15—30$ $a=3\times3$ $L=5$ $a=3\times3$	190～1000 100	1971
同上	$L=23.5$ $a=2.8\times4.6$	600	
预应力锚索，顶拱和部分边墙钢筋混凝土	$L=4$ $a=3\times5$ $L=15—17$ $a=3\times3$	180 1700	
预应力锚索边墙喷混凝土	$L=20—28$ $a=4\times6$	1700 120	1972

特殊条件下锚喷

<table>
<tr><th>围岩条件</th><th colspan="4">一　　般</th></tr>
<tr><td rowspan="5">浅埋隧硐</td><td colspan="4">1</td></tr>
<tr><td colspan="4">适宜采用锚喷支护的浅埋隧硐条件
（硐顶覆盖层厚度不包括基岩上部的第四纪层）</td></tr>
<tr><td>围岩类别</td><td>硐顶岩层厚度</td><td>毛硐跨度(m)</td><td>水文地质条件</td></tr>
<tr><td>Ⅲ</td><td>0.5～1倍硐跨</td><td>≤10</td><td>无地下水</td></tr>
<tr><td>Ⅳ</td><td>1～2倍硐跨</td><td>≤10</td><td>同　上</td></tr>
<tr><td>Ⅴ</td><td>2～3倍硐跨</td><td>≤5</td><td>同　上</td></tr>
<tr><td>塑性流变岩体中巷道</td><td colspan="4">位于变形量大且延续时间长的塑性流变岩体中的隧硐，宜采用圆形、椭圆形断面，椭圆形断面的长轴宜与垂直硐轴线平面内的较大主应力方向一致</td></tr>
<tr><td>受采动影响的巷道</td><td colspan="4">锚喷支护参数和类型，可根据动压影响程度、围岩类别、巷道跨度和服务年限等因素，用工程类比法确定</td></tr>
<tr><td>Q_3黄土层中隧硐</td><td colspan="4">在Q_3黄土层中的隧硐，可采用网-喷支护，必要时可加锚杆。Q_3黄土的主要物理力学指标应满足表1-8-57的规定</td></tr>
</table>

8.3.8　特殊条件下锚喷支护的一般规定

特殊条件下的锚喷支护包括浅埋、塑性流变岩体Q_3黄土及受采动影响的巷道等。特殊条件下锚喷支护的一般规定见表1-8-56和表1-8-57。

8.3.9　锚喷支护工程实例

竖井锚喷支护实例见表1-8-58，斜锚喷支护实例见表1-8-59，硐室锚喷支护见表1-8-60，水平巷道锚喷支护实例见表1-8-61，受采动影响的巷道及采场锚喷实例见表1-8-62，特殊条件下（浅埋、黄土）工程锚喷实例见表1-8-63。

支护的一般规定 表 1-8-56

规定		
2	3	4
浅埋隧硐宜采用锚杆钢筋网喷射混凝土支护，必要时可设置钢架；对于Ⅳ、Ⅴ类围岩中的隧硐还应设置仰拱，支护参数可采用工程类比法并通过监控量测和理论计算确定	必要时，硐顶岩层可采用注浆或设置长锚杆予以加固，加固范围可通过地质调查和理论计算确定	对于硐顶横向坡度大于1:2.5的浅埋隧硐，当拱顶至地表的最小距离—Ⅱ类围岩小于1倍硐跨、Ⅲ类围岩中小于2倍硐跨、Ⅴ类围岩中小于3倍硐跨时，应考虑地形偏压作用，适当增加支护参数
设计断面尺寸必须预留周边收敛量（收敛量由监控量测得到），据量测数据及时调整支护参数	应采用分期支护—初期用锚喷支护，最终支护视具体情况可采用锚喷或其他类型支护	宜采用仰拱封底，形成封闭结构，封底时间应根据监控量测确定
应采用锚杆钢筋网喷射混凝土支护或锚—网—钢架—喷支护	受采动影响严重，且围岩有较大变形时，宜采用摩擦型锚杆、钢纤维喷射混凝土或可缩性钢架等支护型式	当巷道建成后较长时间才受采动影响时，可先按静压受力状态进行设计，待动压到来之前，再行增强（如采用钢架，其结构应便于拆卸回收）
隧硐跨度不宜大于6m，其断面应为圆形或马蹄形，曲墙的矢高不小于弦长的$\frac{1}{8}$，并宜及早施工仰拱，沿硐轴线每隔5～10m设一条宽为10～20mm的环向伸缩缝	支护厚度一般为100～150mm，分两次施工，当需用水泥砂浆锚杆加强时，锚杆长2～2.5m，直径宜小于18mm，锚杆孔径为60mm左右	支护设计中必须包括地表水和地下水的处理

Q_2黄土的力学性质见表1-8-57。

Q_2 黄土物理力学指标 表 1-8-57

项目	指标
重度 γ (kN/m³)	≥17
天然含水率 W (%)	12～19
塑性指标 I_p	≥10
粘聚力 C (MPa)	≥0.06
内摩擦角 φ (°)	≥24
变形模量 E_l (MPa)	90～150

国内矿山竖井

单位	工程名称	工程尺寸(m)			围岩地质条件
		净直径	井深	锚喷支护长度	
南京梅山铁矿	主井	5.5	315	75	石英安山岩，岩性坚硬致密，节理裂隙一般不发育，明显含水量较小，水质pH值为8.2，无侵蚀作用，$f>8$，$R_{压}=140MPa$，稳定性较好
	措施井	3.2	122	120	高岭土化安山岩，上部岩层强风化，裂隙发育，其间充填泥质物；下部裂隙中等发育，易风化，遇水膨胀，强度低，有少量涌水，$f=3\sim4$
安徽铜陵凤凰山铜矿	混合井	5.5	364	240	大理岩和角页岩互层，岩石一般较完整，角页岩裂隙发育，并充填方解石，局部地段破碎，$f=5\sim8$
	新副井	5.5	613		白灰色大理岩，间夹部分薄层代大理岩和少数角砾状大理岩，中间穿插有少量辉绿岩脉，$f=8\sim12$，属坚固性岩石
安徽铜陵铜山铜矿	新大井	5.5	400	313	井筒先后穿过20m浮土及古矿堆；26m风化闪长岩，手捏成粉状，水泡即成粘泥；44m大理岩，局部呈砾状，有闪长岩岩枝穿插其中；余者均为花岗闪长岩，粗中粒结构，节理极为发育，岩石较为松软
安徽铜陵铜官山铜矿	宝山矿区1号盲副井	方形3×4	245	225	穿过闪长岩，角页岩，节理裂隙较发育，在－20m处，通过5m破碎带。$f=8\sim10$，局部有淋水，稳定
山西中条山铜矿峪铜矿	2号盲副井	4.5	240	240	穿过角闪片岩、石英绿泥石、黑云母片岩、绢云母片岩、统称大理岩，呈块状结构，层理不明显，风化不严重，节理裂隙较发育，在1250m以上12m处有一软弱节理带，倾角30°岩性较差，开挖时冒落。$f_{cu}=32.8\sim110MPa$，局部有小淋水，中等稳定
云南易门铜矿	七步郎副井	4.5	372.9		中厚层白云岩，$f=8\sim10$。从井口向下26.7～29.8m，86.6～89.7m为构造破碎带；从180.3～306.8m钻孔基本无完整岩心，节理裂隙发育，涌水量不大于$20m^3/h$
山西中条山胡家峪铜矿桐木沟矿区	盲副井	方形2.8×5.2			矽化大理岩，灰绿色，呈块状结构，节理裂隙不发育，整体性较好，仅在635m以下，有4～7m段节理发育，有大块危石，上部无水，下部有少量涌水，稳定
辽宁红透山铜矿	混合井	5.8	220	220	黑云母片麻岩，岩石致密稳固，有裂隙水
山东香花铅锌矿	方形提升井	2.16×3.3	154	154	花岗岩，节理裂隙中等发育，$f=10$
山东招远金矿		2.5×3.3		50	石英岩，比较稳定

锚喷支护实例 表 1-8-58

锚喷支护参数	施工日期	备注
喷层厚100～150mm；砂浆锚杆局部加强；φ22mm，长1.5m，间距为0.5m、1m、1×2m	1967年	1975年检查质量良好，只在上部有局部渗漏水和裂缝
喷层厚50～100mm，裂隙发育处用φ18mm锚杆加固，长1.5m，间距0.8×1m	1969年	
钢筋混凝土环，喷锚联合支护。环高0.5m，厚0.4m，环间距10m；喷层厚100mm；楔缝式锚杆，直径22mm，长1.5m，间距1×2m	1967年	1976年检查质量良好，但有局部剥落（喷层10～30mm厚处）
素喷混凝土，厚度100mm	1977年	使用情况良好
喷层厚150mm，钢筋砂浆锚杆：φ20mm，长1.5m，间距1.2×1m，呈梅花形布置；钢筋网：φ5～7mm，网格：0.3×0.3m	1975年	使用情况良好
素喷厚度150～200mm；破碎带处加网：主筋φ12mm，副筋φ8mm，网格0.25×0.25m	1970年～1971年	1975年检查质量良好，但在11～30m段剥落较多，最大面积1×0.4m
素喷厚度100～200mm；软弱处有锚杆：φ20mm，长1.8～2m，间距0.8×0.8m	1971年～1972年	1975年检查质量良好，但局部厚度较薄处有渗水现象
素喷层厚100mm（分两次喷射）	1981年	
素喷层厚160～200mm	1973年	1975年检查质量良好，685m水平以下有渗水
素喷层厚100～150mm	1969年	
素喷层厚30～50mm；局部地段加锚杆和钢筋网	1969年	
素喷层厚100～150mm	1971年	

单　位	工程名称	工程尺寸(m)			围岩地质条件
		净直径	井深	锚喷支护长度	
河北铜矿	混合井	6.0	180	180	灰岩、花岗岩，岩层稳定，涌水量较小
河北南沼河铁矿	主　井	5.7	450	350	闪长岩、蚀变闪长岩，节理发育，涌水量40～50m³/h，最大达75m³/h
河北北洛河铁矿	2号副井	6.5	728	91	表土段为第四纪地层：流砂砾石层、粘土砾石层、粘土层。流砂砾石层平均厚度10m，中砂和砾石组成，无胶结物，渗透系数$K=10.16$m/d，粘土砾石层厚63m，由砂质粘土和石英砂砾石组成，为半胶结物，$K=0.77$m/d；粘土层为隔水层。砂质砾石层$f=0.5$；砂质粘土砾石层$f=1.5$，如暴露风化极易呈散土状。最大涌水量不超过22m³/h。井筒长超过表土层(91m)
南京梅山铁矿	设备井	3.2(毛)	120	120	高岭土化安山岩，局部地段裂隙发育
河北平乡县第二煤矿	风　井	3.8	70	52	井筒深的三分之二穿过第四纪砂质黄土砾石层，余者为强风化铝土质页岩，黄白色，黑灰色页岩。自地表以下5.6m后涌水量逐渐加大，从5m³/h到110m³/h。极不稳定
河北邯郸陶庄二号井	主　井	5.5	418.3	341.7	粘土岩，细、中、粗粒砂岩、泥岩，岩层倾角10°～15°，三段含水层共厚132.4m，最大涌水量96m³/h
安徽淮南矿务局李一矿	主井(喑)	5.0	387.3	354	穿煤10层，总厚25.3m，页岩、粘土、灰质页岩等软岩总厚51.5m，倾角45°～61°，穿断层破碎带平均涌水量2.6m³/h
安徽淮南矿务局谢二矿	中央回风井	5.0	479.8	391.8	表土风化带49.3m，页岩，砂岩，砂质页岩互层，岩层一般倾角21～23°，节理发育，有部分构造复杂，穿煤11层，C_{13}煤厚7.4m，断层落差7m以上，$f=4\sim8$，最大涌水量10.3m³/h
辽宁阜新矿务局王家营	主　井	5.5	905.5	184	泥质砂岩、砂岩、砂砾岩，节理发育，软、破碎，遇水膨胀泥化，涌水量12m³/h
辽宁本溪矿务局彩屯煤矿	风　井	6.2	1127	1100	砂砾岩，构造简单，无明显断层及裂隙，节理较发育

续表

锚喷支护参数	施工日期	备注
素喷混凝土，局部加锚杆	1971年	
素喷层厚150mm	1976年	
喷层厚150～200mm，钢筋网：φ20mm，网格0.1×0.1m、0.2×0.2m：局部井段使用锚杆：φ20mm，长1m，间距0.5×0.5m（与井壁呈50～60°角） 锚喷支护做为初期支护，后做永久井壁二次套砌	1977年	对流砂层段用超前锚杆边挖边绑筋边喷（挖超前集水坑）
喷层厚100mm，局部地段（裂隙发育处）用φ18钢筋锚杆，长1.7m，间距1×1m	1972年	
喷层厚150～200mm；钢筋网：主筋φ14mm，副筋φ9mm，网格0.2×0.2m（砂质黄土砾石层中）。 过大涌水砂层时：喷层200～250mm；钢筋网：φ20～22mm，网格0.1×0.15m。过页岩层和风化接触带时，网格为0.3×0.3m。 锚喷支护做为初期支护，后砌厚为0.3m的单筋混凝土永久井壁	1978年	超前密集锚杆，边挖边绑筋，随喷（挖超前集水坑）
素喷混凝土厚度150～200mm，过煤层及松软岩层时增加锚杆，金属网	1974年9月～1977年5月	工作面超前注浆封水，壁后深孔双液注浆封水
锚喷，过煤，断层时挂网、架井圈加固	1977年6月～1978年6月	—
滑模喷射混凝土，厚150～200mm，过煤层，断层加井圈（井筒有整浇混凝土，有石砌）	1975年2月～1976年9月	
喷层厚200mm；锚杆长1.5m，挂钢筋网	1979年2月～1979年11月	
砂浆、喷射混凝土、锚杆、喷层厚100～200mm	1979年5月	

斜 井 锚 喷 支

单 位	工程名称	倾 角 (°)	净断面积 (m²) 或净跨度 (m)	长 度 (m)	围 岩 地
云南牟定铜矿	斜 井		4～6m		长石石英岩，较稳定，无水
萍乡矿务局高坑煤矿	1501皮带斜井		4×3.6m²	1246	井筒穿过扫边槽底岩层中，状页岩（$f=2$）、页岩（f 6）、砂岩、泥质砾岩、煤部分淋水大，因井筒一侧随冒顶
铜川矿务局陈家山平硐二采区	主 斜 井	15°	6.5m²	531.7，其中锚喷支护长493.7	井筒穿过三迭纪延长群底泥岩、砂质泥岩厚252.1m；胶结，风化、岩性松散；泥12小时后泥化，$f=3\sim5$
铜川矿务局下石节矿	皮带暗斜井	16.5°	7.7m²	800	三迭纪$f=4\sim6$的砂岩泥岩和花斑泥岩363m；砂石油和天然气喷出；局部有褶曲19条
新汶矿务局禹村矿	主暗斜井		4.5～5.2m		砂页岩和页岩，较松软，般方式支护时，需经常卧底
抚顺龙凤煤矿	斜皮带巷	15°	4.8m；16.1m²	740	玄武岩、页岩、砾岩，较稳
吉林舒兰丰广四矿	皮带暗斜井	11°	2.6×3	357	砂页岩、煤互层，井筒沿存稳定，局部夹泥岩，遇水的褐色砂岩
湖南花萼里矿	主、副斜井		主井：6.5m² 副井：2.6m²	485	大冶灰岩，层理、节理不～10，无水
湖南石坝矿	主、副斜井	27°	主井：7.8m² 副井：3.4m²	814	同 上
湖南利民矿	三号斜风井	21.5°	5.2m²	615	石灰子灰岩，岩石坚硬，部有方解石脉，夹有薄层泥
南京钟山煤矿	主、副斜井		4.4m		砂岩
湖南湖坪矿	斜井		5～8m²		大冶灰岩，$f=6\sim8$
内蒙乌达五虎山矿	主 斜 井		14.8m²		灰白色粗砂岩，$f=6\sim8$
陕西韩城桑树坪矿	斜井		7.4m²		砂岩、砂质页岩
陕西韩城象山矿	排矸斜井	22°	10.5m²，3.6m	460	奥陶纪石灰岩，$f=8$，有裂隙水
铜川下石节煤矿	平硐副斜井、皮带斜井及下山		7.4m²		砂岩、页岩、泥岩，$f=3\sim6$

护 工 程 实 例 表 1-8-59

质 条 件	锚喷支护参数（喷层厚度d，mm；锚杆长度L，m；锚杆间距a，m；钢筋网网距@，m）	施 工 年 份	备 注
	$d=100$	1973	
软岩较多，岩层有洗渣干枚=4）、砂质页岩（$f=4$～层（其中一部分通过老窿）一逆断层施工，连续发生过	拱墙部d均为300，$\phi16$锚杆、$L=1.65$；@$=0.5$	1977	
部岩层，其中砂岩厚200m，砂岩以长石砂岩为主，泥质岩及砂质泥岩遇水膨胀，约	1. 在围岩较稳定或在与巷道同倾斜的较松软破碎岩层中，素喷，$d=100$；2. 在破碎成片状、层面滑动、发育的泥岩和砂质泥岩中，采用压缩木锚杆和喷射混凝土支护，$d=70\sim100$，$L=1.53$，$a=0.6$；3. 在有滴水的风化长石砂岩中，素喷，$d=100$	1973	在掘进中先喷30～50mm厚作临时支护
141.5m，砂岩泥岩互层，岩中有油、气显示，局部有渗水，穿过小断层3条，小	用压缩木锚杆和喷射混凝土支护，$d=100$	1973	
易潮解，底鼓严重，采用一返修	先在巷道两帮各打一排长1.8m的斜向锚杆，锚杆孔口距底板0.5～0.8m，眼向外倾，间距0.8m；底板打长1.2m的金属砂浆锚杆，$a=0.8$；底板抹一层30～50mm的水泥砂浆		使用7年后未发现底鼓
定	$d=30\sim50$，$L=1.5$，$a=0.7$	1971	
厚1.05m煤层开拓，煤层膨胀；底板为1.3～1.5m厚	$d=150$，顶和帮锚杆$L=1.8$、底部$L=1.2$；$\phi14$砂浆锚杆，$a=0.6$；金属网@$=0.6$，全断面封闭支护	1978～1979	使用良好
发育，岩层较稳定，$f=8$	上部为喷射砂浆支护，厚50～80；下段用喷射混凝土支护，$d=50\sim80$	1971	使用良好
	$d=80\sim100$	1972	除锁口外全部喷，使用良好
$f>8$，岩层整体性好，局岩	$d=50$，断层带$d=80\sim100$	1972	包括甩车场交岔点全喷
	$d=100\sim150$（局部采用）	1970	使用良好
	$d=80\sim100$	1971	
	$d=50$	1960	
	锚杆喷浆支护，钢丝绳砂浆锚杆、倒楔式金属锚杆，$L=1.5$，$a=0.8$	1972	
层理、节理、裂隙较发育，	$d=100$	1975	
	$d=100$，局部增加压缩木锚杆	1973～1974	

单　　位	工程名称	倾　角（°）	净断面积（m²）或净跨度（m）	长　度（m）	围　岩　地
铜川陈家山平硐四采区	人行斜井	18°	7.84m²，3.2m	～1000	砂质泥岩、灰砂岩，$f=4$；层砂岩$f=5$；厚层状灰
丁家山铜矿	提升斜井	30°	$2\times2.3=4.6m^2$	160	顶板高岭土，底板石英砂岩，
辽宁南票矿务局邱皮沟煤矿	－400阶段斜风井延深	25°	9.7m²	404	砂质页岩和煤质页岩，多填有粘土质矿物，极易坍塌118m井筒用机械式点锚头固力不足20kN，在掘进爆围岩出现坍塌
湖南永红矿	六采区下部甩车场交岔点	.	最大宽5.0m 最大高3.5m		顶板为0.3m厚灰色页岩易风化，遇水膨胀的特点
抚顺龙凤煤矿	－635m东部泵房上水管道	34°	9.3m²，3.5m	524	页岩、玄武岩，中等稳定

硐室锚喷支

单　　位	工程名称	工程尺寸：宽×高×长（m）	围岩地质条件
酒钢镜铁山铁矿	2940阶段提升机硐室	13.4×7～9×16.7	钙质千枚岩，岩体走向与硐室轴线接近平行，80°，层理明显，有四组明显裂隙交错通过，其会，岩石较破碎。整个硐体在结构上还是较致水，但岩体中含硫酸盐和镁离子介质
安徽铜官山铜矿	笔山5号、地下提升机硐室	10×6×16	闪长岩，中部贯穿一宽约0.5m的风化破碎带，10
云南滇中铜矿	提升机硐室	净跨11.0	长石石英岩，节理较发育，$f=10$
辽宁红阳煤矿二井	南一上山提升机硐室	8×4.3×22	泥岩，遇水泥化，层理发育，节理不发育，无
辽宁阜新高德煤矿	提升机硐室	8.4×5.2×18.0	页岩，中等稳定
辽宁抚顺龙凤煤矿	－520阶段603提升机硐室	7.5×5.5×13.0	煤质、泥质页岩互层，层薄，软弱破碎，倾3～4，无水，硐室中间有一断层通过，顶板经
河南鹤壁矿务局四矿	提升机硐室	8.7×5.9×12.5	页岩，岩性不好，$f=5.6$（用捣碎法测定），，
河北开滦马家沟煤矿	8～10阶段13号盲井提升机硐室	12×7×20	砂岩和砂质页岩，层理发育，无淋水，$f=5\sim7$
南京梅山铁矿	变电所硐室	净宽6.9	石英粗面岩、构造蚀变产物矽化粗面岩，有定性较好，$f=6\sim8$，局部有滴水
广东凡口铅锌矿	变电所、水泵房硐室	变电所净宽6.0 水泵房净宽4.3	石灰岩，稳定性较好，个别地段较破碎
江苏冶山铁矿	变电所、水泵房硐室	变电所净宽6.0 水泵房净宽4.0	花岗闪长岩，中弱裂隙，有小量滴水

续表

质 条 件	锚喷支护参数（喷层厚度d，mm；锚杆长度L，m；锚杆间距a，m；钢筋网网距@，m）	施工年份	备 注
厚层状砂岩，$f=4\sim8$；薄绿色砂岩，$f=6$	$d=100$，局部加金属倒楔式锚杆	1974	
$f=1\sim3$	$d=200$		
处夹有煤线，节理发育并充，稳定性极差。最初掘进的锚杆和喷射混凝土支护，锚破震动后，支护结构破坏，	$d=100$，缝管式摩擦锚杆；$L=1.6$，$a=0.7\sim0.8$ m	1984	支护紧跟工作面，并用收敛量测指导设计和施工，有效地控制了围岩稳定性
，其上为红色砂岩，都具有	$d=30\sim50$；压缩木锚杆；$L=1.73$m，$a=0.5\sim0.7$ m，（拱部3.3根/m²，两帮2.5根/m²）；钢丝网	1971	
	$d=100$，$L=1.5$m，$a=0.7$m	1973	

护 工 程 实 例

表 1-8-60

	锚喷支护参数（喷层厚度d，锚杆长度L，锚杆间距a，钢筋网网格距@，m）	施工年份	备 注
岩层倾角70°～中两组在拱顶交密的，$f=6$，无	砂浆锚杆加金属网支护（无喷射混凝土），锚杆：拱脚$L=2.2$，边墙$L=1.5$，$a=0.8\times0.8$，⌀18钢筋；拱部设钢筋网：ϕ_4，@$=0.3$	1966	有少量水渗入，硫酸盐和镁离子腐蚀钢筋，使岩石受浸蚀变松软、掉块
局部有淋水，$f=$	$d=0.1\sim0.15$；钢筋网：主筋⌀16，副筋$\phi8$，@$=0.3$	1971	
	$d=0.1$，楔缝式锚杆和喷射混凝土联合支护	1970	
水	$d=0.15$；钢丝绳砂浆锚杆：$L=1.8$，$a=0.8$	1974	效果良好
	$d=0.2$；锚杆：$L=1.6$，$a=0.6\times0.6$		
角40°～50°，$f<$ 常冒落	喷浆厚30～40mm；钢丝绳砂浆锚杆：U型结构，$\phi12$，长2～2.5m，$a=0.4\sim0.5$；钢筋网：$\phi4\sim6$，@$=0.1\times0.15$，拱顶为双层网，墙为单层网	1966～1967	1975年检查，质量良好，但有部分剥落
$f_{cu}=11$MPa	$d=0.1$，倒楔式砂浆锚杆：$\phi16$，$L=2.0$，$a=0.8\times0.8$	1975	使用情况良好
	$d=0.3$；锚杆：涨圈式锚杆，$L=1.5$，$a=0.8$；钢筋网：外层$\phi12$，内层$\phi18$，@$=0.8\times0.8$	1973	
几处断裂带，稳	$d=0.1$；$\phi18$钢筋砂浆锚杆，$L=1.0$，$a=1\times1$	1970	
	$d=0.12\sim0.15$	1969	
	$d=0.08\sim0.10$	1970	

单　　位	工程名称	工程尺寸，宽×高×长(m)	围岩地质条件
抚顺老虎台煤矿	－580m中央水泵房硐室	7.6（拱）、7.1(墙)×5.2×210	坚硬稳定的花岗片麻岩，局部地段不太稳定
抚顺胜利煤矿	西部－650m水泵房	宽5.8、长22、断面积22m²	破碎玄武岩
鹤壁矿务局五矿	南翼二上山变电所	4.0×2.8×—	砂岩为主，间有砂质页岩，f_{cu}=52～141MPa，法测定）
辽宁复州湾粘土矿	－135m水泵房	6.1×4.7×66	砂石状石灰岩，f=4～6
鞍钢张岭铁矿	地下火药库	断面积12m²	伟晶岩化混合岩，裂隙发育，较破碎
酒钢镜铁山铁矿	扇风机硐室	5.0×6.3×—	钙质千枚岩风化带
南京梅山铁矿	地下火药库	断面积3.4～8.2m²，全长153.9m	位于下盘安山岩中，西通道有矽化、黄铁矿东通道为矽化安山岩及次生石英岩，构造发育、破碎，易塌方，沿破碎带黄铁矿化较发育
开滦矿务局唐山矿	506m火药库	3×2.4～2.6×486.8	砂页岩和细砂岩，较坚硬，局部破碎
抚顺矿务局龙凤矿	－635m电机车库	宽5.4，长80、断面积20m²	玄武岩、矽质页岩，破碎、不稳定，局部冒落
鹤壁矿务局四矿	电机车库	4.1×4.2×20（矩形）	顶板煤巷
南京梅山铁矿	电机车库	5.8×6.2×34	大部为安山岩，蚀变，以高岭土化、矽化为主，碳酸盐化次之，顶板软硬不均，较破碎，但稳
开滦矿务局唐山矿	1500m³大煤仓	ϕ10.5m	细砂岩，节理发育，易风化，石灰岩局部有中砂岩，无淋水，倾角54°～56°，比较稳定

注：地下破碎机硐室工程实例见第五章及第八章第4节。

矿山水平巷道锚

单　　位	工程名称	工程尺寸（m或m²）	围岩地质条件
1.平巷			
南京梅山铁矿	运输巷、水仓、沉淀池等	宽3～6，总长5000	安山岩，矽化作用强烈段较稳定，高岭土化、重地段，极易风化、变软、稳定性差，常有片性不一，软硬不等，呈不稳定状态者较多
安徽铜官山铜矿	运输巷、井底车场、马头门等	宽3.5～4，总长2500	角页岩和石灰岩，一般不稳定，局部岩层较破
河北张家口金矿	平巷：长12000m交岔点20多个（还有斜井682m、提升机硐室2个）		矿体赋存在风化破碎的片麻岩中，构造极为m一个断层，断距由1m以下至数十米，围岩和非常松软破碎。含金脉矿体f=2～33，片麻岩

续表

	锚喷支护参数（喷层厚度d，锚杆长度L，锚杆间距a，钢筋网网格距ⓐ，m）	施工年份	备注
	顶板稳定段素喷50mm厚；中等稳定段$d=0.05$，锚杆长1.5，$a=0.8\times1$；不稳定段，$d=0.1$，挂钢筋网，锚杆长1.8，$a=0.8\times0.8$	1971	服务年限50年
	$d=0.15$；锚杆：$L=1.8$、$a=0.5\times0.5$	1978	
$f=7.8$（用捣碎	喷浆层厚10～20mm；倒楔式砂浆锚杆，$\phi16$，$L=2.0$，$a=0.8\times1.0$	1967	受8次采动影响，未破坏
	$d=0.1\sim0.2$；$\phi10\sim12$锚杆，$L=2.0$，$a=0.6\times0.8$；挂钢筋网	1976	
	素喷层厚50～70mm	1966	
	砂浆锚杆加钢筋网支护	1970	
化，局部含碳，出露较广，岩石	$d=0.1$；Φ18砂浆锚杆，$L=1.8$，$a=1\times1$，破碎带内锚杆间距0.8×0.8；破碎带内加钢筋网，网主筋$\phi8$，副筋$\phi6$，ⓐ$=0.2\times0.2\sim0.3\times0.3$。支护表面喷20～30mm防水砂浆	1978	拱墙中埋草绳直通两墙基和底板中间的暗排水沟，地坪铺油毡，抹30mm砂浆。效果良好
	$d=0.1\sim0.15$；$\phi12$锚杆，$L=1.5$，$a=0.8\times1.0$		使用效果良好
	$d=0.15$；锚杆$L=1.5$，$a=0.7\times0.8$	1971	使用效果良好
	手甩浆锚杆支护；$\phi16$倒楔式锚杆，$L=2.0$，两帮用普通木锚杆	1964	使用效果良好
粉状黄铁矿化及定性较好	$d=0.15$；Φ18锚杆，$L=1.9$，$a=1\times1$，主要安设在拱部		
裂隙，砂页岩、	$d=0.2\sim0.25$；$\phi12$锚杆，$L=1.5$，$a=1\times1$（锁口）		

喷支护工程实例 表 1-8-61

	锚喷支护参数（喷层厚度d、锚杆长度L、锚杆间距a，钢筋网网格距ⓐ，单位均为m）	施工年份	备注
绿泥石化蚀变严帮冒顶现象，岩	$d=0.05\sim0.1$；不稳定或稳定性较差地段加锚杆；Φ18、$L=1.5\sim2.5$（螺纹钢）；挂钢筋网	1968～1972	
碎	$d=0.1\sim0.15$，稳定性较差地段加配钢筋网	1966～1971	
复杂，平均5～7矿体风化甚剧，类围岩$f=2\sim14$	素喷、锚喷支护，过破碎带加钢筋网。西坑提升机硐室：$d=0.1\sim0.15$；钢丝绳砂浆锚杆配合拉杆支架，加钢筋网联合支护	1975～1978	

单　　位	工程名称	工程尺寸（m或m²）	围岩地质条件
河北宣化钢铁公司龙烟铁矿	平巷、交岔口（还有斜井、变电所、水泵房等）	单轨巷跨度2.6 双轨巷跨度3.4 总长823	采准工程位于厚8～12m的矿体下砂质页岩色厚层石英岩，等粒变晶结构，层理不发育；下砂页岩互层，页岩受区域变质作用成粘板状，5～30cm，十分破碎
云南滇中铜矿	运输巷、排水巷井底车场、马头门等	宽2～3.5，总长1500	砂质泥岩，中等稳定，局部较破碎，节理裂
江苏冶山铁矿	北矿区203矿块运输巷	宽3.8，长40	北部和拱顶局部为强蚀变风化花岗闪长岩，卡岩，岩性破碎，遇水和空气极易风化和崩解，
	西矿区6号穿脉	宽4.0	花岗闪长岩，被几组构造软弱带相互穿切，稳定，开挖后即用钢、木架支撑，支架拆除后
武钢金山店铁矿	305运输巷冒落段	3.4×3.2×10	高岭土化、绿泥石化石英二长岩，似泥状、风化蚀变较弱的石英二长岩呈大块角砾状嵌布，无渗漏水，稳定性较差
广东凡口铅锌矿	管子道、马头门、井底车场等	宽2～4	石灰岩，个别地段较破碎，节理裂隙发育
	平巷	宽3.0	瘤状灰岩、断层破碎带，内充填方解石末，掘
南京梅山铁矿	－80m设备井段巷道	宽4.9	岩性差异很大，形成一构造软弱带，如较稳不稳定的高岭土化安山岩以两条破碎带相接触，中硬粘土及矽质充填物，另一破碎带内发育有物，遇水膨胀，不断掉块冒顶，造成巷道堵塞
山东新汶矿务局协庄矿	－300m西大巷	S＝15.7m²，长77.4m	围岩硬度系数$f=3\sim6$
抚顺龙凤煤矿	平巷、斜井、硐室等	宽2～11，长20000	玄武岩、凝灰岩、砂质页岩、砂页岩，局部断层多，$f=3\sim6$
	巷道	掘进断面13～15m²	极破碎的玄武岩，不稳定，用一般方法掘进冒落区
阜新矿务局王家营立井	－650m阶段巷道、推车机硐室及中央变电所		岩石松软破碎，含高岭土、粘土等遇水膨胀膨胀变形具有长期性，反复性、混凝土支护、支护破坏率（裂缝、变形、压坏）分别为83%、延性流变岩体

续表

	锚喷支护参数（喷层厚度d、锚杆长度L、锚杆间距a，钢筋网网格距@，单位均为m）	施工年份	备注
中，其上段为白段为黑色页岩与层理发育，厚度	$d=0.05$；缝管式摩擦锚杆，$\phi41\sim43$mm，单轨巷锚杆长$L=1.5\sim1.6$m，双轨巷$L=1.8$m，$a=0.8\times0.9$；钢筋网：网格有0.1×0.1和0.15×0.2m两种	1984	使用效果良好
隙发育，$f=4\sim6$	$d=0.05\sim0.1$	1970	
其余为绿泥石矽不稳定，无渗水	$d=0.1\sim0.12$；锚杆（拱部19m长）：⌀22，$L=1.5\sim1.6$，$a=0.8\sim1.0$；钢筋网（拱部9m长）：$\phi8$，@$=0.2\times0.3$	1973	1975年4月检查，质量良好
极易掉大块，不上部冒落1.5m高	$d=0.05\sim0.07$	1972	使用情况良好
粉状，常有大块于内，遇水膨胀	$d=0.15$；⌀20～18钢筋砂浆锚杆，$L=1.8$，$a=1.0$；钢筋网：$\phi6\sim8$，@$=0.2\times0.2$或0.25×0.25；底板用0.5m厚混凝土封底	1973	1975年检查，质量良好
	$d=0.05\sim0.1$	1969	
进中掉块	$d=0.01$		使用情况良好
定的闪长玢岩与一破碎带中发育角砾及矽质胶结	$d=0.05\sim0.1$；拱顶锚杆：⌀18，$L=1.5\sim2.0$，$a=1\times1.5$		
	水力胀管式锚杆，管体用塑性韧性均好的低碳钢经滚压成复杂的双层异形钢管，安人钻孔内后以高压水胀开，$L=1.5$，$a=1.0$	1982年～1983年试验成功	至1985年7月，全局共采用5368根，支护巷道455m，质量可靠，操作简便、安装安全、效率高
地段构造复杂，	喷射混凝土（或喷浆）—锚杆—钢筋网联合支护。锚杆：$\phi6\times19$废旧钢丝绳，$L=1\sim3$m；网距0.4～1m	1967～1971	
连续引起8m高的	采用超前围壁锚喷支护结构：在距巷道设计轮廓线0.1m处按间距0.5～0.7m、与巷道轴线成8°～10°夹角（外倾）、$\phi60$mm、深10m的超前钻孔，插入长10m⌀25钢筋，注满高标号水泥砂浆，并把露在孔外的超前锚杆用径向V型锚杆（用$\phi10$旧钢绳或$\phi12$钢筋、长3m，经热处理作成长1.5m的V型）固定，形成一整体空间结构，最后喷0.05～0.1m厚混凝土	1983	该结构具有超前支护能力，能充分发挥围岩自承能力，在支护软弱破碎岩层中有突出优点
矿物，且岩石的料石支护及锚喷77%、57%，属	采用锚喷网钢架联合支护结构：先喷50mm厚砂浆、打锚杆，锚杆为$\phi12$、长1.8m，$a=0.75$m；架可缩性18号（或25号）U型钢架，间距0.5m（可缩量0.4m），$\phi16$钢筋做拉条，待围岩泄压30天后（变形量稳定在2mm/d）复喷0.11m混凝土（和钢架喷平）	1982	喷后十个月尚未发现裂缝、变形等

单　　位	工程名称	工程尺寸（m或m²）	围岩地质条件
沈北矿区大桥立井	－120m阶段运输巷试验段		岩石为底板杂色泥岩，强度低，松软，遇水的塑性和流变性，圆形料石支护和钢筋混凝土
湖南永红煤矿	南大巷		煤系底板、砂岩和砂质页岩互层，底鼓严重，式时，每年需卧底3～4次，每次卧底0.4m
黑龙江鹤岗矿务局富力矿	六槽运输巷		凝灰岩厚2m，底鼓严重，头班掘进，第二班矿车无法通行
抚顺矿务局龙凤煤矿	4号井－635m巷道	净宽4.5，S＝13.6m²，长50	黑色玄武岩，破碎，地压大，底鼓
	506号－400m回风巷	净宽3.0，S＝6.5m²，长400	软质凝灰岩，遇水膨胀
2.交岔点			
南京梅山铁矿	305交岔点	最大断面8×5	高岭土化、绿泥石化、叶腊石化安山岩为主，英岩，顶部节理面有滴水并有碳酸盐沉淀物
	21号交岔点	长×宽×高，22×8.5×6.5（最大）	同上
江苏冶山铁矿	北矿区405矿块运输巷和4号进路交岔点	最大断面8.9×5.5	局部为蚀变闪长岩和绿泥石，节理发育，其理中等发育，面光滑，有绿泥石、方解石充填地下水、稳定性较差
	北矿区501运输巷和12号溜井联络道5号进路交岔点	8.8×7.2（宽×高）	拱部和靠12号溜井一侧交岔柱为绿泥石矽卡岩石松软破碎，其余为赤、磁铁矿矿化带，节有绿泥石矽卡岩充填物，钢木临时支护被压跨；
武钢金山店铁矿	－60m阶段东翼运输大巷4号穿脉口	长×宽×高：5.5×4×3.7	石英二长岩，风化蚀变较弱，二长岩呈大角粉状岩体中，渗水极少，架设钢、木临时支架定，冒落高5.9m
抚顺龙凤煤矿	-601上山－635m巷车场三角岔	宽9.2，长20	破碎页岩、玄武岩
	－635m回车线与新人车线三角岔	宽9.7，长12	硬质页岩
	－520m阶段泵房回风道与车场交岔点	宽×高：11.4×4（最大）	矽质页岩和砂页岩，层理发育，倾角40°～育，层理面属滑面，但无大的构造破坏，无滴定性较差
唐山马家沟矿	八水平东翼石门交岔点	最大断面17.8m²，长10.4m	页岩、砂页岩、炭质岩互层，$f=4\sim6$，层岩层倾角50°～60°，岔尖处有一层厚0.4～0.6m

续表

	锚喷支护参数（喷层厚度d，锚杆长度L、锚杆间距a，钢筋网网格距ⓐ，单位均为m）	施工年份	备注
膨胀，具有较大支护破坏严重	采用锚喷网钢架联合支护结构；一次支护为锚喷网，即先喷100mm混凝土，锚杆$\phi12$，$L=1.2$、$a=0.5$，钢筋网为$\phi4$、ⓐ$=0.1\times0.1$；二次支护（时间由量测确定）为18号U型可缩性钢架，间距0.7m，待变形稳定后喷混凝土	1982	喷后一年效果良好
采用一般支护方	向底板打压缩木锚杆，$a=0.6\times0.7$，深1.6		根据1964～1966年观察，巷道未发现底鼓
就需卧底，否则	底板用$\phi22$金属倒楔式锚杆，深1.6m，$a=0.7\times0.8$		不再发生底鼓
	$d=0.05\sim0.1$；锚杆：$L=1.5$，$a=0.7\times0.7$	1969	服务年限40年；拱良好，底板未设锚杆，发生底鼓
	喷浆层厚25～30mm；锚杆：$L=1.5$，$a=0.8\times0.8$	1970	拱良好，底板未打锚杆，底鼓
也有局部含铁石	$d=0.1\sim0.12$；锚杆：⚭18，$L=1.6$，$a=1\times1$，拱部22根锚杆	1970	
	拱顶$d=0.15\sim0.2$，墙部$d=0.1$；锚杆：拱部$\phi18$、$L=1.7\sim1.8$、$a=1\times1$；钢筋网：拱部为$\phi8$、ⓐ$=0.3\times0.3$；分柱部为$\phi12$，ⓐ$=0.25\times0.25$	1970	使用良好
余为磁铁矿，节物，易滑落，无	$d=0.08\sim0.1$；锚杆：⚭20，$L=1.5\sim1.8$，$a=1\times1$	1972	
岩，节理发育，理发育，其面上不稳定	$d=0.15$；拱和岔柱锚杆：$L=1.5\sim1.8$，$a=0.8\sim1.0$；钢筋网：$\phi6$，ⓐ$=0.2\times0.2$，拱部为单层，岔柱为双层网	1971	1975年检查良好，经距拱顶14m处20t松动爆破，仅拱脚有一裂缝
碎状嵌布于泥状、均被压跨，不稳	$d=0.15$；锚杆：⚭20、$L=1.8$、$a=1\times1$；钢筋网：主筋$\phi8$、副筋$\phi6$、ⓐ$=0.25\times0.25$，墙为单层网，拱为双层网	1974	质量良好
	喷浆层厚30～50mm；锚杆：$L=1.7$，$a=0.6\times0.6$	1972	服务5年、质量良好
	$d=.015$；U型锚杆，$L\sim1.5$，$a=0.7\times0.7$	1972	服务15年，质量良好
50°，节理不太发水，$f=2\sim4$，稳	喷浆层厚30～50mm；墙、拱为双孔连接式结构；$\phi12$钢丝绳锚杆，$L=1.8$，$a=0.4\sim0.5$	1968	1966年架43kg/m钢轨支架，1968年2月被压垮。75年检查良好
理发育，较松软，煤层，局部有淋水	$d=0.1$；涨圈式金属锚杆：$L=1.5$，$a=0.8\times0.8$；扩大段断面设$\phi8$钢筋网，ⓐ$=0.25\times0.25$		

单　　位	工程名称	工程尺寸（m或m²）	围岩地质条件
广东梅田矿务局四矿	温塘坳竖井西大巷第十四交岔点	宽度最大为6m，$S=15m^2$	砂岩和细砂岩，$f=6\sim8$
3．水仓、地下水池			
辽宁复州湾粘土矿	－135m水仓	长×宽×高，500×3×2.7	青灰色粘土质页岩
抚顺龙凤煤矿	－635m流水巷	宽4、长1781、$S_{毛}=11.6$	凝灰岩、页岩
	－650m东部水仓	宽5、长600、$S_{毛}=12.5$	花岗片麻岩
	－635m东部沉淀池	宽4.5、长350、$S_{毛}=14.7$	页岩、矽质页岩
抚顺老虎台矿	－580m西翼流水巷	宽4.4、长341、$S_{毛}=13$	玄武岩、硬质凝灰岩
抚顺西露天煤矿	深部井－375m水池、水仓	宽4、长900、$S_{毛}=10.2$	玄武岩
4．运输及过水平硐			
辽宁南芬选矿	尾矿泄水硐	主硐：净直径3.2m、长1083 支硐：净直径2.0m、长826	为片状钙质、泥质、炭质页岩与夹有石英岩 围岩有裂隙水，岩面渗水、滴水及局部涌水 最较好的厚层泥灰岩、节理较发育的页岩、石英互质页岩，$f=3$；节理不发育的页岩、石英互 层的较完整的厚层泥灰岩，$f=4$；裂隙较发育 的岩及个别两壁完好的断层地段，$f=2$；断层 及破碎带，$f=0.5\sim0.8$；宽度小的断层破 碎 带走）及出口附近风化的页岩，$f=1$；围岩中 等
攀枝花钢铁公司	弄弄沟排洪硐	尖顶直墙三心拱，断面4.4×6.5，长300m、锚喷支护长200m	泥质砂岩和细粒砂岩，节理发育，多处有断口岩石强风化，稳定性差。围岩大部稳定，$f=6$
	朱家包包排洪硐	尖顶直墙三心拱，断面5.1×6，长1000	辉长岩，中等风化，节理发育，面光滑，局碎，$f=8\sim10$，局部有滴水
	密朱1号运输平硐	尖三心拱，断面4.9×8，净$S=40m^2$、长2580、锚喷支护长1900	花岗闪长岩，岩石稳定，局部有滴渗水现象，
	兰家灿运输平硐	尖三心拱，净$S=36m^2$，支护长1650	花岗闪长岩，强风化，断层破碎带处$f=2\sim$
			花岗岩、中风化，节理发育，$f=4\sim6$，稳定性
			花岗闪长岩、中风化，$f=6\sim8$；花岗闪长稳定，花岗闪长岩，强风化，岩层破碎，中等
邯邢矿山局西石门铁矿	后井尾矿泄洪硐	宽×高×长：2.8×2.4×1500	中厚层角砾灰岩，节理发育，风化，有泥土钙质页岩；薄层状泥质灰岩、类钙质页岩，质岩层缓倾斜，无水，f约为4～5左右
酒钢西沟石灰石矿	汽车隧硐	宽×高×长　6.5×5.7×240	石灰岩

续表

	锚喷支护参数（喷层厚度d、锚杆长度L、锚杆间距a，钢筋网网格距ⓐ，单位均为m）	施工年份	备注
	拉杆喷射混凝土支护。$d=0.07$；砂浆钢丝绳（绳头膨散）拉杆，孔斜长2.4m，$a=0.8$		
	$d=0.05\sim0.1$；锚杆：$\phi10\sim12$，$L=1.8$，$a=0.6\times0.8$	1977～1978	
	喷浆层厚30～50mm；锚杆：$L=1.5$，$a=0.7\times0.7$	1969～1973	质量良好，有局部脱落、裂缝
	$d=0.05$；锚杆：$L=1.2$，$a=1\times1$	1972～1973	质量良好
	$d=0.1$；锚杆：$L=1.5$，$a=0.7\times0.7$	1973	质量良好
	$d=0.05\sim0.1$；锚杆：$L=1\sim1.5$m，$a=0.8\times1$	1973	质量良好
	$d=0.05$，锚杆：$L=1.7$，$a=0.7\times0.8$	1973	
的泥灰岩互层，不大，呈碱性。层岩及较好的炭岩及节理不发育炭质页岩、泥灰宽大于1m的断层（充填物已被冲稳定	$f=3\sim4$地段：拱部$d=0.05$，墙部$d=0.1$；锚杆：拱部$\phi16$、$L=1.5\sim1.8$，4根，$a=1\times1$； $f=2$地段：喷层厚，拱部$d==0.05$，墙部$d=0.1$；钢筋网：$\phi4$，ⓐ$=0.1\times0.1$ $f=1$地段：拱部$d=0.15\sim0.2$，墙部$d=0.2$，多边形24kg/m钢轨支架，$a=1$；底板为C20级整浇混凝土，厚0.2m（硐口亦为整浇混凝土）	1966～1968	1975年检查质量良好，但渗水处较多（与施工时水量相近），收缩裂缝普遍出现，底板有不同程度被冲坏
层，进、出两硐～8，无渗水	$d=0.03\sim0.05$	1972	1975年检查质量良好，但有十多条长1.5m、宽2mm的裂缝
部地段岩石很破	$d=0.03\sim0.05$，底为整浇混凝土	1971	1975年检查质量较好，但有部分脱层、失脚，底板被冲坏
$f=10\sim12$	$d=0.03$，进出口用整浇混凝土，部分岩石很好地段未支护	1969～1970	1975年检查质量良好，但有小块剥落（施工原因），有两处较大面积渗、滴水
4，中等稳定	$d=0.15\sim0.2$；锚杆：Ⅱ16，$L=2.0$，$a=1\times1$（拱部），钢筋网：8号铁丝，ⓐ$=0.07\times0.07$	1966～1968	1975年检查质量良好，但有长十余米、宽0.1～0.5、最大缝宽1～1.5mm的裂缝；靠西帮有局部剥落（喷厚5～20mm）；有一处被冲坏
较好	$d=0.1\sim0.15$；锚杆：$\phi16$，$L=2$，$a=1\times1$		
岩，$f=8\sim10$、稳定	拱部$d=0.05\sim0.08$，墙$d=0.08\sim0.12$		
充填，还有薄层软，稳定性差。	$d=0.1$，锚杆：Ⅱ18，$L=2.0$，$a=1\times1$；钢筋网：$\phi9\sim10$，ⓐ$=0.25\times0.25$。为防止顶部有水，根据情况设置泄水孔，封底锚杆长2.5m	1978	锚喷支护长1000m（不包括斜井）
	$d=0.3$	1969	

受采动影响的巷道及

单　位	工程名称	工程尺寸（m）或断面（m²）	围岩地质条件
湖南湘潭锰矿	采矿进路		黑色页岩，松软，倾角10°～20°，$f=2\sim5$
湖南湘东铁矿潞水矿	335m阶段4～6号矿房	8×2.13(采幅)×33(斜长)	顶板为绿泥岩、泥质砂页岩，层间夹有1～5cm厚的风化泥，围岩节理十分发育，风化严重，有5条断层通过，顶板极易掉块和冒落，$f=2\sim3$
山东焦家金矿	矿房		蚀变型金矿，产于黄县断层内，矿体易掉块片帮，倾角30°～50°
云南八街铁矿	矿房		破碎松软砂、板岩互层，$f=2\sim3$
中条山篦子沟铜矿	714阶段214电耗道	断面 3.55×2.52～4.2×3.0	不纯大理岩及黑色片岩，层、节理发育，有大小七条断层，中等稳定以下
	410.4m102号电耙道	断面3.1×2.6，长150～200	大理岩、呈块状，岩质坚硬致密，但节理裂隙较发育，中等稳定，无水
武钢金山店铁矿	+45m阶段巷道（其顶板距57m阶段放顶巷道只有9m）	断面2.7×3.0	透辉石化蚀变矽卡岩，已高岭土化，绿泥石化，遇水潮解、膨胀，节理裂隙发育，沿纵向有断层构造，$f_{cu}\geqslant20$MPa，极不稳定，属Ⅳ～Ⅴ类围岩
	57m放顶巷道	$S=8.5m^2$，长480，距地表20m	位于沿矿体走向的矽卡岩带内(透辉石矽卡，岩一般较稳定，节理裂隙发育)；透辉石矽卡岩或粉状及余变砂岩，断层及裂隙发育，易冒顶、片帮；金云母透辉石或闪长玢岩，已绿泥石化及高岭土化，岩石一般较松软，$f=2\sim3$
	72m分段采矿进路	$S=8.7m^2$	矿体呈块状、条带状及粉状构造，块状结构矿石较致密，$f=6\sim10$；条带状矿石结构松散，易潮解冒落，手搓即碎；粉状矿石呈流砂状，易散落，击之便塌，极不稳定，$f<0.5$；各种矿石往往混在一起。进路顶板距地表8～10m，矿体长年受雨水浸蚀，风化严重，稳定性极差
武钢程潮铁矿	－150m、－160m阶段四采区共10条采矿进路	$S=9.1m^2$，总长1517	该区有一条断层穿越－150m的18～22号进路及－160m阶段的17～19号进路，断层附近的矿、岩破碎且有裂隙水。采区东部主要为碎块状矿石，有少量块状矿，节理裂隙发育；西部为块状矿，致密完整。岩石主要为闪长岩、矽卡岩。－150m以上四采区巷道坍塌多，该区已形成一个地区集中带
江苏冶山铁矿	302上盘采空区(矿房)	平均宽8.8（最大14.4）、平均高5.0（最大7.5）、长60、剥露面积500m²	白云岩，稳固性一般较好，$f=10\sim12$，但大面积暴露后，由于裂隙切割，局部有大块冒落

采场锚喷工程实例 表 1-8-62

锚喷支护参数（喷层厚度d、锚杆长度L、锚杆间距a、钢筋网网格距ⓐ，m）	施工日期	备注
$d=0.03\sim0.07$；缝管式摩擦锚杆：外径$\phi39\times2.3\sim2.5$的16Mn、20MnSi的钢管，$L=1.5$、1.8、2.0，开缝宽14～16mm，锚固力45～65kN，$a=1\times0.8$（0.7m²/根），配有钢筋网		经采爆试验虽有轻微开裂，但不影响使用，而整浇钢筋混凝土支护破坏严重
缝管式摩擦锚杆，外径$\phi39\sim41.5$的16Mn、20MnSi钢管，长1.2～1.8，开缝宽14mm，锚固力30～40kN，间距1×1.2m	1981～1982	提高了顶板岩石的完整和稳定性，绿泥石基本没脱落，满足了安全采矿要求
缝管式摩擦锚杆，外径$\phi41.5\times2$的16Mn钢管，长1.8m，2.45m²/根，初始锚固力34.2kN、一个月后为39.8kN，二个月后达54.1kN		
缝管式摩擦锚杆，为外径$\phi50$、$\phi53$mm的2.5、3.26mm的钢管，缝宽15mm，长1.3～2.0m，$a=1\times1.5$		
$d=0.2$；砂浆锚杆：⌀20，$L=1.8\sim2.0$，$a=1$，呈梅花型布置；钢筋网：主筋$\phi16$，副筋$\phi8$，ⓐ$=0.3\times0.3$		处于采场侧部崩落角范围内，地压很大，采场岩层错动；1975年9月大爆破后完好
⌀16砂浆锚杆，$L=1.5\sim1.8$，$a=1\times1$	1973	经2～3t炸药的多次爆破震动及经常性二次爆破作用，完好
$d=0.1\sim0.15$；锚杆，$\phi20$，$L=1.9$，$a=0.8\times0.8$；钢筋网：$\phi6$，ⓐ$=0.25\times0.25$	1973	1975年2月其上4m处进行15次放顶爆破，药量每次为0.5～1t，质量良好
$d=0.08\sim0.1$	1974	经药量为500、800kg的15次大爆破，除局部喷层剥落（只有10mm厚）外，无大破坏
拱部$d=0.03\sim0.04$，两帮$d=0.05\sim0.08$；锚杆，$L=1.8$，$a=0.8\times0.8$	1973	经4次药量分别为66、84、151、260kg的爆破，使用良好
$d\geqslant0.1$；锚杆，$\phi20\sim22$，拱部$L=2.1$，墙$L=2.0$，排距0.8m，间距0.3～0.6m，每排13根（拱部5根，两帮各4根），在断层破碎带附近排距为0.6m，每排不小于15根；钢筋网：$\phi6$，ⓐ$=0.8\times0.8$	1981～1983	确保了进路稳定，使回采工作顺利进行
$d=0.05$	1973年9月至年底采完	使用良好，无裂缝、脱落现象

单　位	工程名称	工程尺寸（m）或断面（m^2）	围岩地质条件
江苏冶山铁矿	404矿块5号进路	净宽3.3	高岭土（时夹赤铁矿），遇水后很快松散塌落，$f=1\sim2.5$；向北方向高岭土和矽卡岩接触
	404矿块1号进路冒落段	净宽3.3	绿泥石矽卡岩，手捏即碎，遇水后稍有膨胀，稳定性极差，极易冒落，无水
广东凡口铅锌矿	矿房		天子岭组花斑状灰岩、瘤状灰岩，$f=8\sim10$；金星岭南翼矿不稳定，倾角14°～40°
湖南涟钢田湖铁矿	赵家冲、土地排、大茶园矿段矿房	93W_3号采场24×1.9（采幅）×67（斜长）	直接顶板：灰绿色钙质泥质页岩，厚0.3～0.4m，遇水膨胀，松散，极不稳定；其上为灰绿色钙质页岩，薄层状，厚4m，受构造影响，常呈棱角状剥落，$f=3\sim4$，不稳定；间接顶板：泥质灰岩，稳固；底板：页岩互层，不稳固，但对采场影响小（土地排矿段）
山东洪山铝土矿	矿房		直接顶板为铁质粘土岩，厚1～3m，易碎，稳定性差；其上为辉绿岩侵入被覆，厚2～3m，块状构造，垂直节理发育，稳定性较好，但常有球状风化而易局部冒落
江西新余钢厂良山铁矿	矿房	11×9.6×58（斜长）	直接顶板为二云母石英片岩，$f=10\sim12$，允许暴露面积400～1000m^2，稳固性较好；裂隙发育带稳定性较差；直接底板为绿泥石石英片岩，$f=8\sim10$，稳定性较顶板差
铜陵铜官山铜矿松树山矿区	－25m9号电耙道	2.4×2.2×40～60	角灰岩，岩质坚硬且性脆，层理明显，节理裂隙不甚发育，无水稳定性较好

特殊条件下（浅埋、黄土）

单　位	覆盖层厚度（m）	工程尺寸：宽×高×长（m）	围岩地质条件
4946铜库AB段	13（浅埋）	13×7.7×—	凝灰岩，大部分为块状结构，属Ⅱ类
丰沙Ⅱ线2号铁路隧道	10（浅埋）	11×9×—	砂岩和奥陶纪灰岩，岩体破碎，断层宽6～8m，节理产状零乱，属Ⅲ、Ⅳ类围岩
下坑铁路隧道	10～20（浅埋）	5.6×6×—	严重风化的干枚岩，有地下水，属Ⅳ、Ⅴ类围岩
渔坝村铁路隧道	5～30（浅埋）	17×10×—	严重风化的石灰岩，属Ⅳ类围
南京五台山人防工程会议室	20（浅埋Q_2黄土）	8×5.6×16.8	砖红色泥质粉砂岩和粉砂质泥岩（局部有Q_2黄土层），节理不发育，岩石软弱，有地下水，属Ⅴ类围岩
南京五台山人防工程	<20（浅埋Q_2黄土）	4×4×	同　上
太西线腰峨河铁路隧道	～30（Q_2黄土）	5.43×8.11×55（单线）	位于陕北黄土高原洛川县境内，除进、出口和地表为新黄土外，大部分为Q_2老黄土，$\gamma=18.5\sim19.6kN/m^3$，$W=18.5\sim19.4$，$I_p=11\sim12$，$C=0.06MPa$，$\varphi=28.5°\sim40°$，属Ⅴ类围岩
××10号工程	～21（Q黄土）	3×3.1×6	第四纪新黄土，较密实，$f=1\sim1.5$，Ⅴ类围岩
××1号工程	12.8（Q黄土）	1.9×2.64×11.5	第四纪全新统洪积次生黄土层，土质以砂粘土为主，局部夹含砾砾石层，无地下水，土体呈松散结构，Ⅴ类（特）围岩
××9号工程	104（Q_3黄土）	7.9×8.05×170	第四纪更新统（Q_3）马兰黄土，$f=1\sim1.5$，Ⅴ类（特）

注：塑性流变围岩中的锚喷工程实例见表1-8-61中阜新王家营立井、沈北矿区大桥立井及表1-8-72中金川二矿区。

续表

锚喷支护参数（喷层厚度d、锚杆长度L、锚杆间距a、钢筋网网格距@，m）	施工日期	备注
$d=0.05$	1973	使用情况一般良好，1974年5月，迎头有冒落，冒高5.5m、长17m
1973年7月开挖后，曾两次素喷，均出现裂缝，1974年初采用锚喷支护。$d=0.15$；锚杆：孔深1.5～1.8m，$a=1$，钢筋网：$\phi8$，@$=0.25\times0.25$	1973～1974	使用良好，无裂缝出现
缝管式摩擦锚杆：外径40mm焊接钢管（A_3），缝宽12～14mm，长1.2、1.8m。锚固力50～130kN		
共安装缝管式锚杆410套、立柱58根（折坑木4.4m³）；杆径39，长1.5m（20MnSi钢）	1983年8月开始	
稳定性顶板：用楔缝式锚杆支护；中等稳定顶板，用钢丝绳或钢筋砂浆拉杆支护支架；比较松软或断层破碎带，风化带用拉杆支架加钢筋网支护。楔缝式锚杆，$\phi18\sim20$，$L=1.8$，排距1～1.2m，间距1～1.3m；$\phi10$钢丝绳	1983	1号矿房顶板暴露面积532m²，支护密度1m²/根，采完后无掉石现象。至冒落历时205天
楔缝式砂浆锚杆，$\phi16\sim25$，$L=1.6\sim1.8$m，$a=1.2\sim1.8\times\times1.5\sim2$	1980	
$d=0.1$；锚杆：$\phi16$、$L=1.8$，$a=0.8\times0.8$		

工程锚喷支护实例

表 1-8-63

锚喷支护参数（喷层厚度d、锚杆长度L、锚杆间距a、钢筋网网格距@、m）	施工年份	备注
$d=0.08\sim0.1$，锚杆长2.0；网筋直径6～8mm		
$d=0.15$，锚杆长2～2.5，网筋直径18～22mm		
$d=0.18$，锚杆长2～2.5；网筋直径8mm；仰拱厚0.3m		
$d=0.2$；$L=3.0$；网筋直径$\phi16$；有仰拱		
锚喷作外层支护（另有衬套结构），$d=0.15$；$\phi22$钢杆，$L=2.5$，$a=1$；网筋$\phi12$，@$=0.2\times0.2$	1981～1983	效果良好
$d=0.15$；网筋$\phi8\sim12$，@$=0.3\times0.3$	1978	效果良好
曲墙仰拱喷射混凝土支护；$d=0.15$（分三次喷、每次0.05m），拱腰$d=0.18$，墙基及底拱为现浇混凝土，底拱厚0.2m	1980	效果良好
网喷支护，$d=0.1$；网筋$\phi6$，@$=0.15\times0.15$	1980	多次检查无异常，仅在大小跨连接处有一裂缝
$d=0.12$；锚杆：$\phi16$，$L=1.0$，$a=1.5$；网筋$\phi6.5$，@$=0.2\times0.2$	1980	情况一般
网喷为一次支护（二次支护为0.4m混凝土），$d=0.1$；网筋$\phi8$，@$=0.1\times0.1$	1982	喷后30天检查无裂缝

8.4　锚喷支护的监控量测

锚喷支护的监控量测（信息设计法）分为预先设计阶段和最终设计阶段，即先根据围岩情况运用工程类比法确定第一次支护的参数，并同时提出监控量测内容、方法和手段的设计。然后按此设计施工，并同时安装各种监测手段。根据量测结果，对第一次支护参数进行调整，同时进行符合工程实际的第二次支护设计(最终设计)。

根据监控量测的结果：

（1）按测得的围岩允许的最大变形值设计支护合理的柔性（调整锚杆参数、采用两次或多次喷射混凝土、控制封底时间、调整两次支护间隔的合理时间，用预留沉降缝或伸缩缝等方法）；

（2）按测得的围岩松动圈尺寸设计锚杆的合理长度；

（3）按测得的围岩变形时间效应，确定两次支护合理的间隔时间；

（4）按一次支护喷层应力大小设计两次支护喷层厚度；

（5）按锚杆受力情况不同，调整锚喷支护参数。

监控量测的项目、手段、断面测点布置及测试时间要求等见表1-8-64。

监控量测项目和要求　　表 1-8-64

项目名称		手段	布置	测试时间（d）			
				1～15	16～30	30～90	>90
应测项目	周边收敛	收敛计或测杆	每20～50m一个断面，每个断面1～3对测点	1～2次/天	1次/2天	1～2次/7天	1～3次/30天
	拱顶下沉	水平仪或测杆	每30～50m1～3个测点	1～2次/天	1次/2天	1～2次/7天	1～3次/30天
选测项目	围岩位移	多点位移计	选择有代表性的地段测试	参照上述测试时间进行			
	围岩松弛区	声波仪及多点位移计					
	锚杆和锚索内力及轴拉应力	应变片及测力计					
	接触压力	压力传感器					
	喷层切向应力	应变计、应力计					
	喷层表面应力	应变片					
	地表下沉	水平仪					

注：测点布置的数量与地质和工程性质有关，凡地质条件差和重要工程，应从密布点；测垂直收敛时，可不测拱顶下沉。

8.4.1　一般规定

（1）监控量测项目，应根据围岩类别、工程跨度和重要性确定，一般以收敛量测为

主，必要时配合其他测试项目。

（2）应测项目测点的初读数，应在爆破后24 h内并在下一个循环的爆破前取得，其测点距开挖工作面不应超过2 m。

（3）量测数据应及时整理，绘制出测量数随时间变化的曲线，并应用回归分析进行处理。

（4）测试仪器应定期进行标定。

8.4.2 监控量测仪表

量测围岩内部位移的仪表应用最多的是各种类型的多点位移计，量测断面收敛和顶底板位移量常用的仪表有各种型号的收敛计、测杆、水平仪等，以上仪表详见"矿产地质卷"中"岩石力学篇"。收敛计适用于任何断面的硐(巷)，测杆和动态仪适用于小断面（跨度≤4 m）硐(巷)工程。图1-8-29为动态仪示意图。

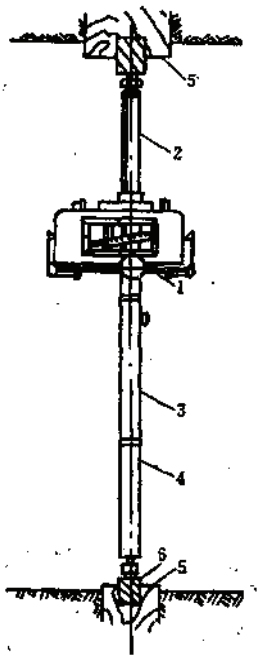


图 1-8-29 DDJ-2.5型动态仪

1—自动记录器；2—活柱；3—套管；4—接长杆；5—木楔；6—底板基点

测杆和动态仪的技术特征见表1-8-65。

测杆和动态仪的技术特征　　表 1-8-65

型号及名称	主要技术指标	生产厂家	参考价格
DDJ 型测杆（CY—Ⅰ型）	量程 700～2500 mm，最小分辨率 0.5 mm，带两节接长杆	抚顺煤矿安全仪器厂	150元/根
DDJ 型测杆（带自记钟）	有月记、周记两种，量程800～2500mm，最小读数 0.5mm	同　上	250元/根
DDC-1 型遥控动态仪	带两个光电式动态仪，可遥测，量程2000 mm，最小读数 0.01～0.02 mm	广东连县南方机械厂	900元/台
D 型人测动态仪	量程2000mm，最小读数0.01～0.02mm	同　上	500元/台
KY-32 型动态仪	量程 ≤160 mm，精度：粗读数误差 <1%；微读数误差 <2.5%，使用高度 1～3 m，重 7 kg	同　上	
BHS-5 型测枪	量程：无接长杆的为 272～5000mm；有接长杆的为 {1172～6500 / 1272～6000} mm，分辨率 0.5 mm，最大误差± 3 mm，重量0.58kg	浙江乐清县二轻机械厂	
BHS-10 型测枪	量程：无接长杆的为 272～10000 mm，有接长杆的为 {1272～11000 / 1772～11500} mm，最大误差± 4 mm，分辨率0.5mm，重量0.66、0.94kg	同　上	
GDZ-Ⅰ型大位移测试仪	量测工作面、巷道顶底板移近量、最小读数 0.01 mm	西安煤矿安全仪器厂	800元/台

量测锚杆（索）内力及预拉力、喷层应力（应变）、接触压力、围岩松弛范围及力学参数的仪表种类繁多，以各种原理制成的量测仪表和测试元件见表1-8-66。

锚喷支护量测仪表　　表 1-8-66

型号及名称		主要用途	主要技术指标	生产厂家
电阻式量测接受仪	YJ-5 型静态电阻应变仪	与电阻式量测元件配套，量测喷层、围岩应变、应力	最大量程 ±11000 με，最小读数 1 με	华东电子仪器厂
	KJY-1 型（矿用）静态电阻应变仪		最大量程 ±2500 με 最小读数 5 με	常州煤矿电器厂
	YJB-1A型静态电阻应变仪		最大量程 ±10000 με 最小读数 1 με	成都科学仪器厂
	SEQ-2 型水工比例电桥	量测喷层、围岩应变、应力、接触压力（与差动电阻式元件配套）	精度 0.02%	南京水利电力仪表厂
	惠更斯电桥		精度 ±0.1～0.01Ω	同　上

续表

型号及名称		主要用途	主要技术指标	生产厂家
电阻式量测接受仪	YJS-14型多点巡检型电阻应变仪	与电阻式量测元件配套、量测喷层、围岩应变、应力	自动切换测点、自动记录打印和进行数据处理，量测范围±1999με，精度±0.1%（±2με）	华东电子仪器厂
弦式量测仪器及元件	PB-2型数字频率计	喷层、围岩应变、应力		
	SGY-135型钢弦式应变计		频率1900～2000Hz	铁道部科学院铁建所隧道室研制
	JD-5型钢弦测定仪	与弦式应变计配套使用	集成电路和晶体管混合线路、数字、示波联合显示	丹东钟表元件五厂
	G124-N型横向压力盒	接触压力	工作压力有0.2、0.4、0.7、2.5 MPa，底膜厚有3.1、5.0mm四种	
	岩土压力盒	同上	油囊直径300mm、厚20mm、量程 0.1～1.0MPa	
差动电阻式传感器	KL型钢筋计	锚杆（索）应力	适用钢筋直径：φ22、φ25、φ28、φ32、φ36、φ40 mm，灵敏度：1.6MPa	南京水利电力仪表厂
电阻应变片式传感器	BIR-1型电阻式拉压传感器	锚杆（索）的锚固力和预应力大小		华东电子仪器厂
液压型测试仪	ZHC型油压枕	喷层（围岩）的切向、径向应力	厚≤1 cm，受力面积：喷射混凝土中20×20cm，围岩中50cm²。埋于喷层或钻孔中	煤炭部科研院北京研究所研制
	ML—$\frac{10}{20}$$\frac{}{30}$型手动液压锚杆拉力计	锚杆内力及预拉应力	最大拉力分别为100、200、300 KN，额定压力70MPa，贮油量为0.74、1.0l，空心内径为：20、40、42 mm，重量为：11.2、21.0、28.1kg	杭州千斤顶厂广东煤机厂
光弹量测仪及传感器	441型反射式光弹仪	喷层及围岩表面应力		北京西城区光学仪器厂、长沙矿冶研究院
	手提式反射光弹仪			同上
	环氧应变计（传感器）		双向：φ40、厚3 mm，单向：长条形，厚3 mm，精度：20～30με	同上
	玻璃应变计		规格：50×40mm	

续表

型号及名称		主要用途	主要技术指标	生产厂家
声学测试仪及换能器（探头）	SYC-2 SYC-3 型声波参数测定仪	量测围岩声速及力学参数、围岩松弛区范围、检查锚喷支护效果	双线示波，增压式换能器	湘潭无线电厂
	CYJ-1 型数字式超声岩石强度检测仪	围岩及喷层强度		长春地质学院
	SC-2 型超声波地层应力检测仪	围岩及喷层应力		天津建筑仪器厂
	CD-1 型地层应力测定仪	同　上		煤炭部抚顺煤研所
	WQ 型弯曲式平面换能器（声测探头）	同与其配套使用的声波仪	岩体表面发射和锤击发射，频率20Hz，最大直径50mm，高35mm	佛山无线电厂
	LB 型喇叭型平面换能器	同　上	频率，10、15、20、25、30、50 KHz，平面对测发射、接受	同　上
	ZY 型增压式换能器	同　上	双孔对测或深孔测试，35 KHz 者收发共用，精度±10%；22KHz 者精度±10%，最大直径 33mm	同　上
	YG 型圆管式换能器	测试围岩裂隙发育情况和松弛区范围	两个接受器一个换能器，同一孔可做岩层分层测试	湘潭无线电厂
	MS 双孔检测换能器	同　上	最大直径 36mm，双孔测试	同　上
	MS 单孔检测换能器	同　上	一发一收	同　上

图1-8-30和图1-8-31为ZHC型油压枕的结构简图和其在新奥法中埋设示意图，图1-8-32为ML-20型锚力计。

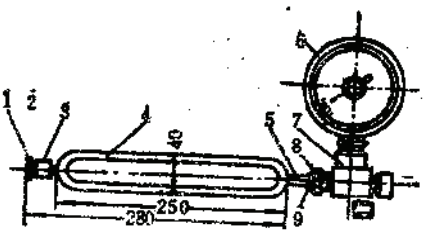


图 1-8-30　ZHC型油压枕结构

1—放气螺钉；2—钢球；3—放气嘴；4—枕壳；5—紫铜管；6—压力表；7—注油三通；8—六角螺母；9—小管座

图 1-8-31 油压枕埋设示意图

a—单个埋设，b—多个埋设；c—测喷层径向、切向应力；
1—测切向应力；2—测径向应力；3—围岩；4—喷层

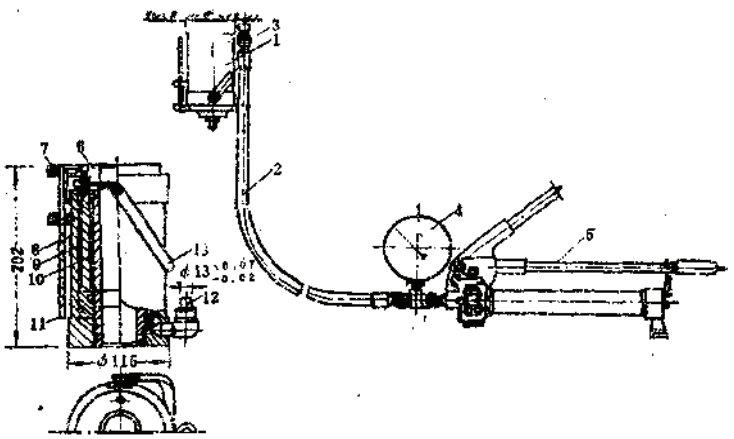


图 1-8-32 ML—20型锚杆拉力计

1—空心千斤顶；2—油管（胶管）；3—胶管接头；4—压力表；5—手动油泵；6—压盖；7—卡子；8—外缸套；9—活塞；10—内钢套；11—标尺；12—油管接头；13—手提把手

量测锚杆（索）及喷层的应力、喷层与围岩接触面压力的一些常用元件都是以电阻应变片为主要元件制成的（可自己加工制作），其主要技术特征见表1-8-67。

8.4.3 监测量测的手段和方法

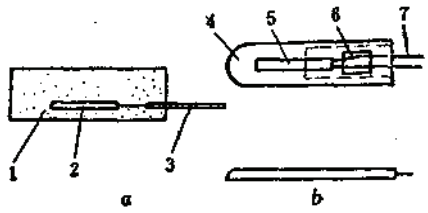
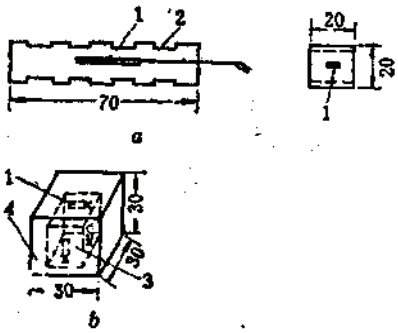
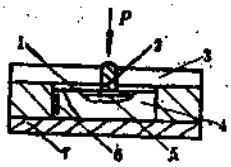
8.4.3.1 位移量测的手段和方法

位移量测包括硐（巷）周边收敛量测和围岩内部位移量测。

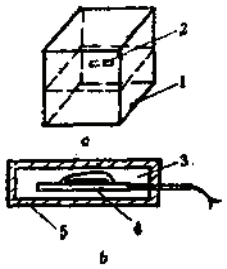
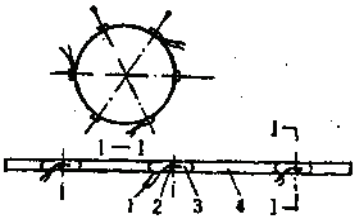
1.硐（巷）周边收敛量测的手段和方法

所谓收敛量测，是用一定手段（测杆、动态仪、收敛计、水平仪等）量测硐（巷）周边在毛硐或支护条件下向内收缩（或向外扩张）时的时间与位移变化的一种方法。

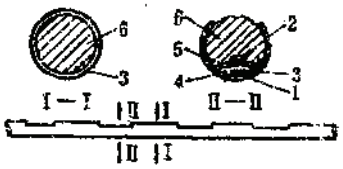
部分量测元件结构及特征　　表 1-8-67

名称	结构简图	结构特征	量测项目
喷层应变计（砖）	 1—砂浆；2—银箔应变片；3—电缆；4—银箔片；5—电阻应变片；6—印刷线路板；7—引出导线	外形尺寸一般为120×40×30mm（长×宽×高），灰砂比为1∶2，水灰比0.45～0.5，银箔厚0.08mm，阻值120Ω，短接式纸基应变片。将做好防潮和绝缘处理的银箔应变片放在模具内已铺好的砂浆层上，再填满砂浆，经2～3天后，标定其荷载——应变曲线即可埋设	喷层的切向、径向应变，经换算得到应力值（埋设于喷层内）
环氧应变计	 a—单向应变计；b—多向应变计；1—3×5mm电阻片；2—凹槽；3—20×20×20mm环氧块；4—30×30×30mm环氧应变计	用环氧树脂分两次浇成，配比为环氧树脂∶二丁脂∶乙二胺＝100∶14∶8（质量比）时，$E=0.2\sim0.3\times10^4$ MPa	同　上
膜式应力计	 1—感应膜；2—传力柱；3—橡胶板；4—防潮剂；5—工作片；6—温度补偿片；7—底盘	用弹簧材料制成，结构和工作原理与土压力盒相似，根据圆柱形薄膜受力后其中心挠度发生变化原理制成	接触压力（埋设于喷层与围岩接触面处）

续表

名称	结构简图	结构特征	量测项目
环氧砂浆应力计	 a—应力计（总图），b—工作电阻片（总图）；1—环氧砂浆应力计；2—工作电阻片；3—石蜡防潮层；4—湿度补偿片；5—圆柱金属保护罩	由配比为环氧树脂：石英砂：石英粉：二丁脂：乙二胺＝100：500：167：15：8（质量比）在湿度20～30°时混浇而成，$E=1.6\sim2.0\times10^4$MPa（和混凝土相近）。分两次浇成 5×5×5 cm³的立方体	同上
量测钢锚杆	 1—引出导线；2—电阻应变片；3—防潮、绝缘护层（环氧树脂等）；4—钢锚杆体	将电阻应变片贴在磨平的杆体上，每个断面上贴6片，共18片，需做好防潮及绝缘处理	埋设于钻孔内，可代替支护锚杆。用测得的应变值计算出锚杆受力
量测铝锚杆	 1—顶尖；2—合拢孔；3—工作片；4—补偿片	将 ϕ24、壁厚2 mm的铝管沿纵向剖成两半，在其中一片的内壁上按一定距离用环氧树脂粘结剂等贴上电阻应变片，补偿片贴于铝箔制成的小片上，浮放在管内	0.4m长的短铝锚杆用于测喷层应变，1.5～3m或更长的可测围岩径向应变

续表

名称	结构简图	结构特征	量测项目
量测塑胶管	 1—工作电阻片；2—补偿片；3—导线；4—第一防潮层；5—第二防潮层；6—整体防潮层	为贴电阻片可把塑胶管沿纵向剖成两半，或在每个测点切一5cm凹槽，为使管和砂浆有较好的粘结，管外表车丝扣。可用φ32×4mm的聚氯乙烯管。用101号胶贴粘2×10mm电阻片、焊接花线。第一防潮层——蜂腊：松香：变压器油：凡士林＝60：20：10：10（质量比、加热混合）。第二防潮层——石腊：黄油＝100：40（质量比、加热混合）。整体防潮同第二防潮层。测试深度小于3m时做成一节，大于3m时可做成1.6～2m的若干分节	通过量测围岩应变分析长锚索（杆）受力情况，埋设于钻孔内

收敛量测的测点断面布置如图1-8-33所示。断面间距为20～50m，每个断面布置1～3个测点（可视围岩变形情况适当增减）。量测结果得到收敛-时间曲线，用一元回归分析法分析处理后得到硐（巷）周边变形收敛值和变化速率，据此不断地改变支护参数，直至使测得的收敛值和变化速率接近允许值，从而获得最终支护参数和适当的支护时间。

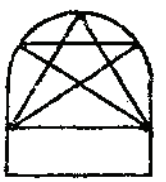


图 1-8-33　收敛量测断面布置示意

不同围岩条件及原岩应力，不同的工程规模和支护方式都有不同的收敛允许值。硐（巷）周边允许的相对收敛值见表1-8-68。

硐（巷）周边允许相对收敛值　　表 1-8-68

围岩类别	硐（巷）周边允许相对收敛值（%）		
	硐（巷）埋深（m）		
	<50	50～300	300～500
Ⅲ	0.10～0.30	0.2～0.5	0.4～1.2
Ⅳ	0.15～0.50	0.4～1.2	0.8～2.0
Ⅴ	0.20～0.80	0.8～1.6	1.0～3.0

注：1. 硐周边相对收敛量系指实测收敛量与两测点间距离之比。
2. 脆性岩体中周边允许相对收敛量取表中较小值，塑性岩体中则取表中较大值。
3. 本表适用于高跨比为0.8～1.2和下列跨度硐（巷）：
Ⅲ类围岩　不大于20m，
Ⅳ类围岩　不大于15m，
Ⅴ类围岩　不大于10m。

监控量测数据的应用应符合下列要求：

1）加强初期支护修改原支护参数的条件

当出现下列情况之一，同时收敛速度仍无明显下降时，必须立即采取措施，加强初期支护，并修改原支护参数；

（1）喷层出现大量明显裂缝。

（2）巷（硐）支护表面任何部位的实测相对收敛值已达到表1-8-68所列数值的70%。

（3）用回归分析法预报的总相对收敛值已接近表1-8-68所列数值。

2）最终支护的施工条件

最终支护施工前，实测收敛速度与收敛值必须同时满足下列条件：

（1）巷（硐）周边收敛速度明显下降；

（2）收敛量已达总收敛量的80～90%；

（3）收敛速度小于0.15mm/d，或拱顶位移速度小于0.1mm/d。

2. 收敛监控量测实例

某工程，覆盖层厚122～124m，均为硬绿泥石角岩和红柱石角岩风化而成的红粘土，主要矿物成分为高岭土和针铁矿，强度很低，为特软岩体。量测断面布置见图1-8-34。量测手段为QJ—81型球铰式周边收敛计。其中两个断面的量测结果经回归分析得到的收敛-时间曲线，见图1-8-35和图1-8-36。这两个断面的收敛-时间曲线均为双曲线型。

初期支护设计参数：15cm厚网喷支护（开挖后先喷5cm厚喷凝土，再加网喷至15cm厚）。

两个断面的收敛-时间曲线发展趋势基本一致，可分为三个阶段：第一阶段，变形急骤上升，变形速率大，历时约8～10天（由工作面经过观测断面时算起），变形量约为29～30cm，采用喷锚网紧跟工作面，每天进尺2.2m后当天初期支护即开裂剥落，说明初期支护参数不合理（偏小），经调整支护参数复喷处理后继续掘进，喷锚网紧跟工作面，平均日进尺改为1.3m，则变形速率减慢下来；第二阶段，变形速率减慢，由第一阶段的8～10mm/d减到0.1～0.2mm/d，历时约15～30天（Ⅰ断面为15天，Ⅱ断面为30天）；第三阶段为15～30天以后，变形速率降至0.2mm/d以下，处于基本稳定的匀速变形阶段。故二次支护时间可确定在15～30天以后施工，若施工太早，则处在变形增速阶段，二次支护可能被破坏。拱顶位移测试结果表明拱顶有上升趋势，说明该段的水平地应力较大。

3. 围岩内部位移量测的手段和方法

位移量测手段使用最多的是多点位移计，它埋设于硐（巷）周边的径向钻孔内，其量测断面布置如图1-8-37所示。量测结果测得围岩径向位移随时间变化曲线，经一元回归分析处理后得到位移值和位移变化速率，据此可判定围岩稳定性和松动范围、检查锚喷支护效果，给设计和施工提供信息。

4. 位移量测实例

金川镍矿二矿区西副井1150m阶段井底车场双轨巷道锚喷支护试验段。该工程位于F16断层带和断层影响带中，主要岩层为黑云母片麻岩（碎裂结构）、石墨片岩（松散结构）、绿泥石片岩。岩体原始应力较大，巷道开挖后围岩不断向巷内挤压，围岩变形量大，持续时间长，岩石强度极低，空顶时间短（数小时内即塌方），基本属于流变岩体。

巷道掘进宽度6m、高4.45m，形状为矮墙半圆拱，一、二次支护均为锚喷网，用钢筋混凝土作基础，混凝土预制块封底。

量测手段为BM-1型机械式多点位移计。共两个观测断面（图1-8-37）。

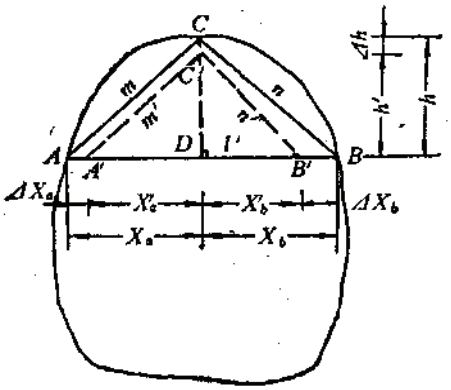


图 1-8-34　量测断面简图

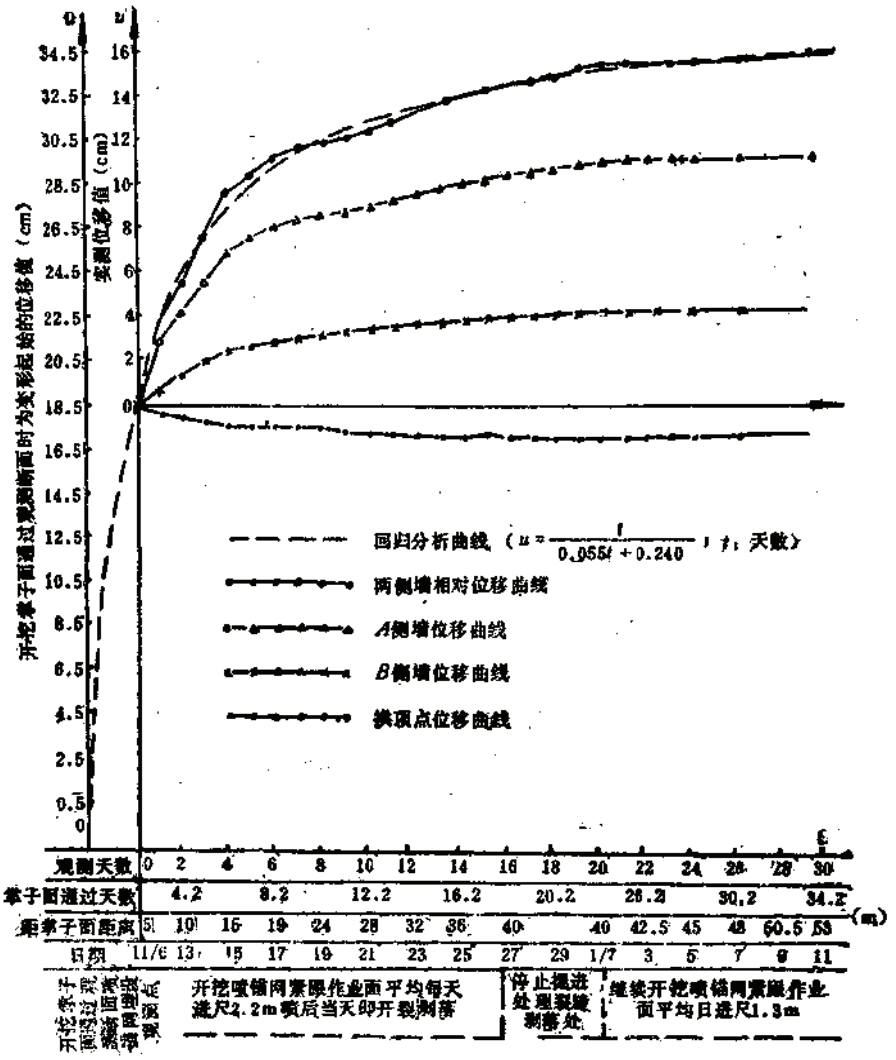


图 1-8-35　量测断面Ⅰ

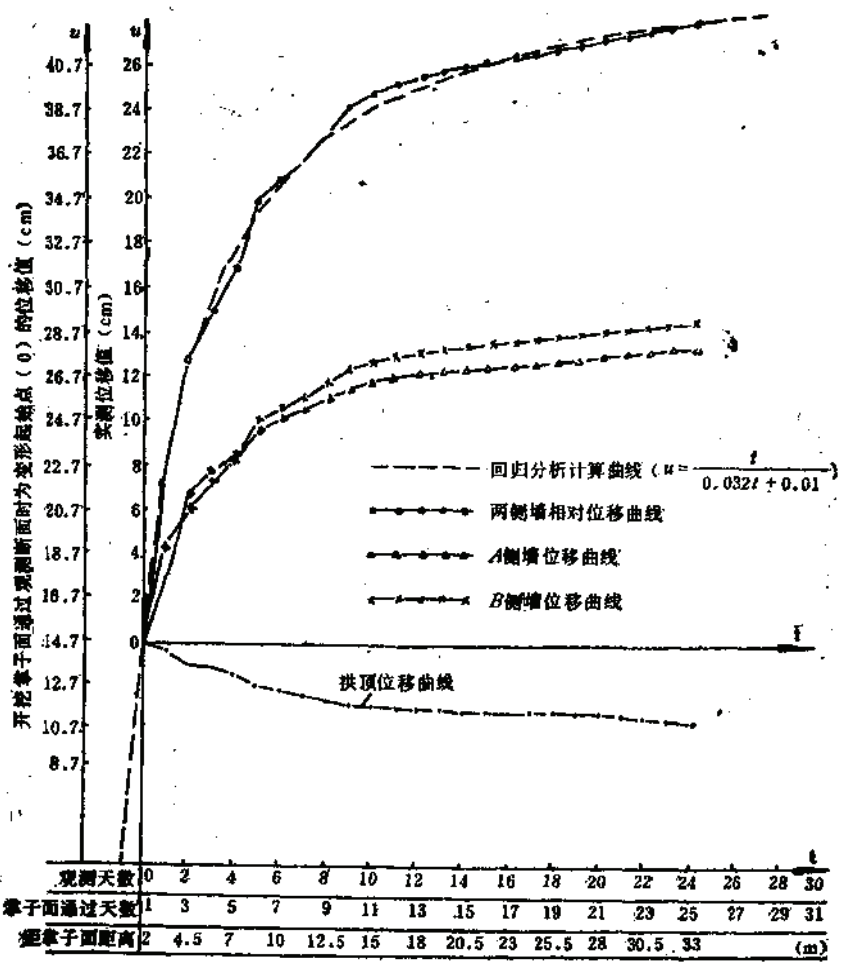


图 1-8-36 量测断面Ⅰ

根据量测数据，经用一元回归分析法进行处理，得到位移-时间曲线和位移速率-时间关系曲线，见图1-8-38至图1-8-46。

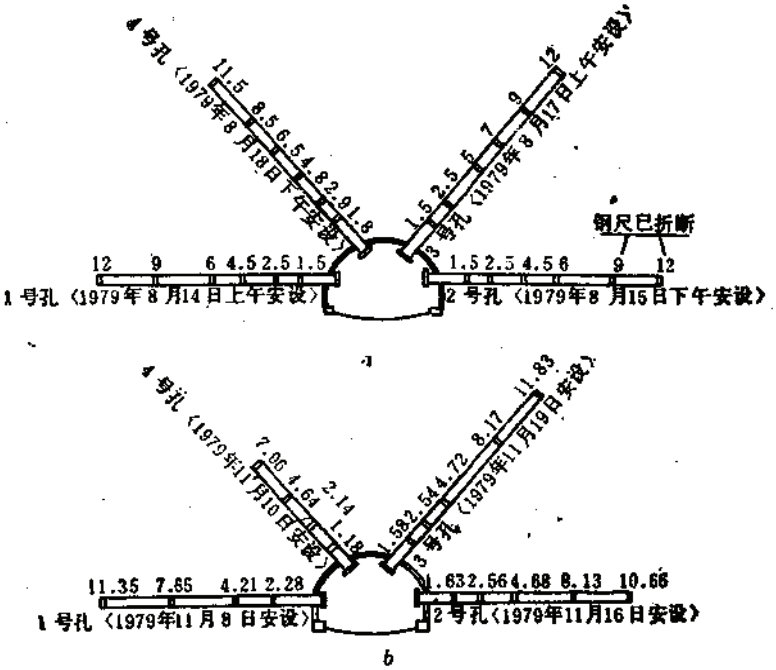


图 1-8-37　位移量测断面布置图（单位：m）

a—第Ⅰ量测断面；b—第Ⅱ量测断面

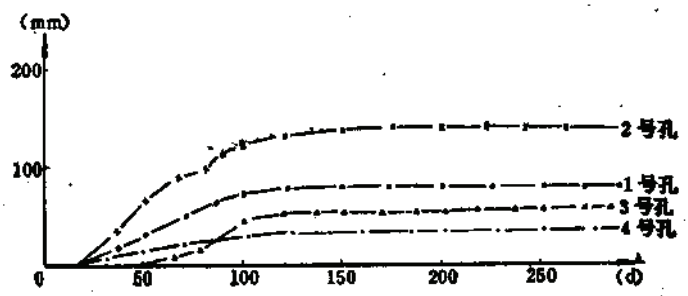


图 1-8-38　第Ⅰ量测断面位移-时间曲线

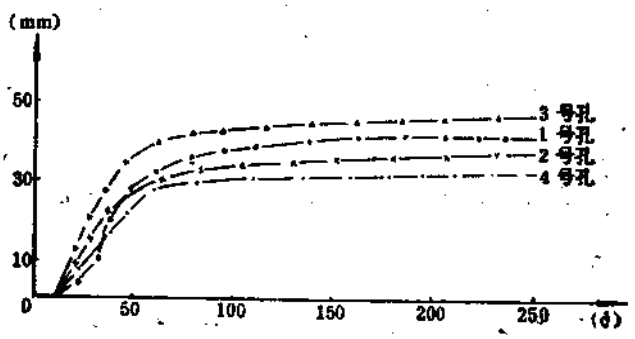


图 1-8-39　第Ⅱ量测断面位移-时间曲线

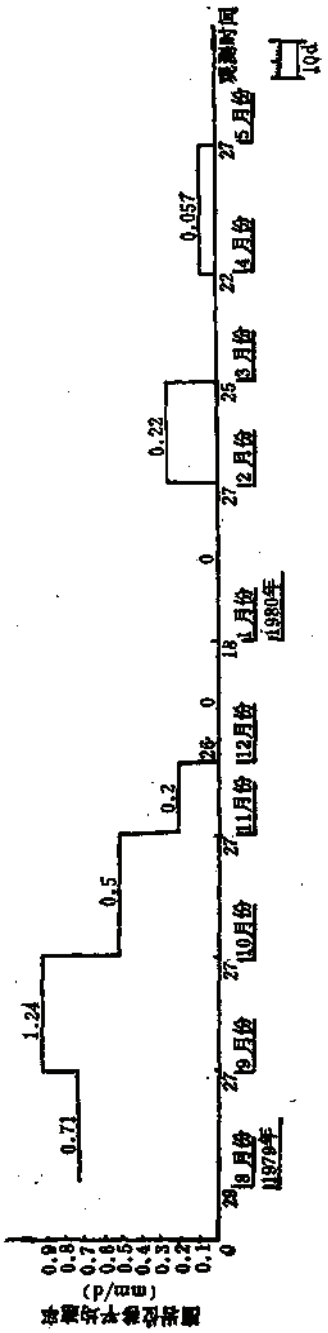
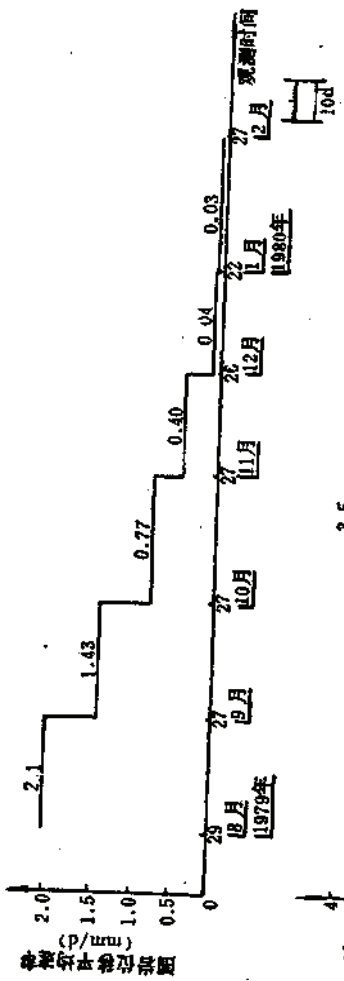


图 1-8-40 第Ⅰ量测断面1号孔围岩表面位移速率-时间关系



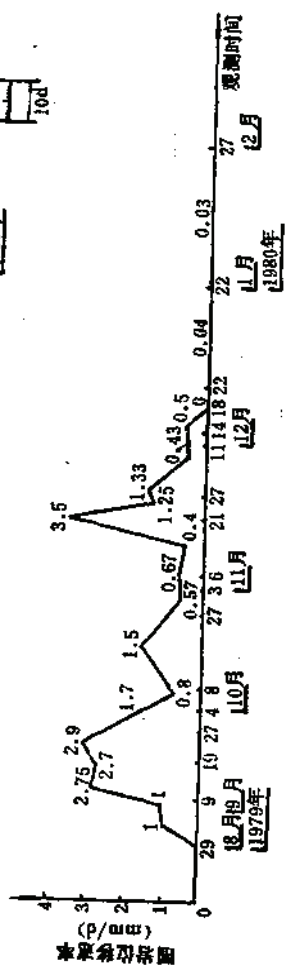


图 1-8-41 第Ⅰ量测断面2号孔围岩表面位移速率-时间关系

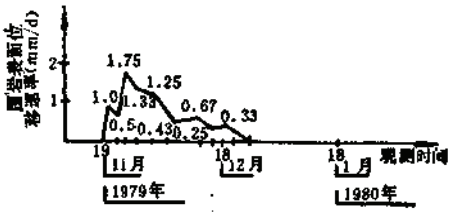


图 1-8-42　第Ⅱ量测断面3号孔围岩表面位移速率-时间关系

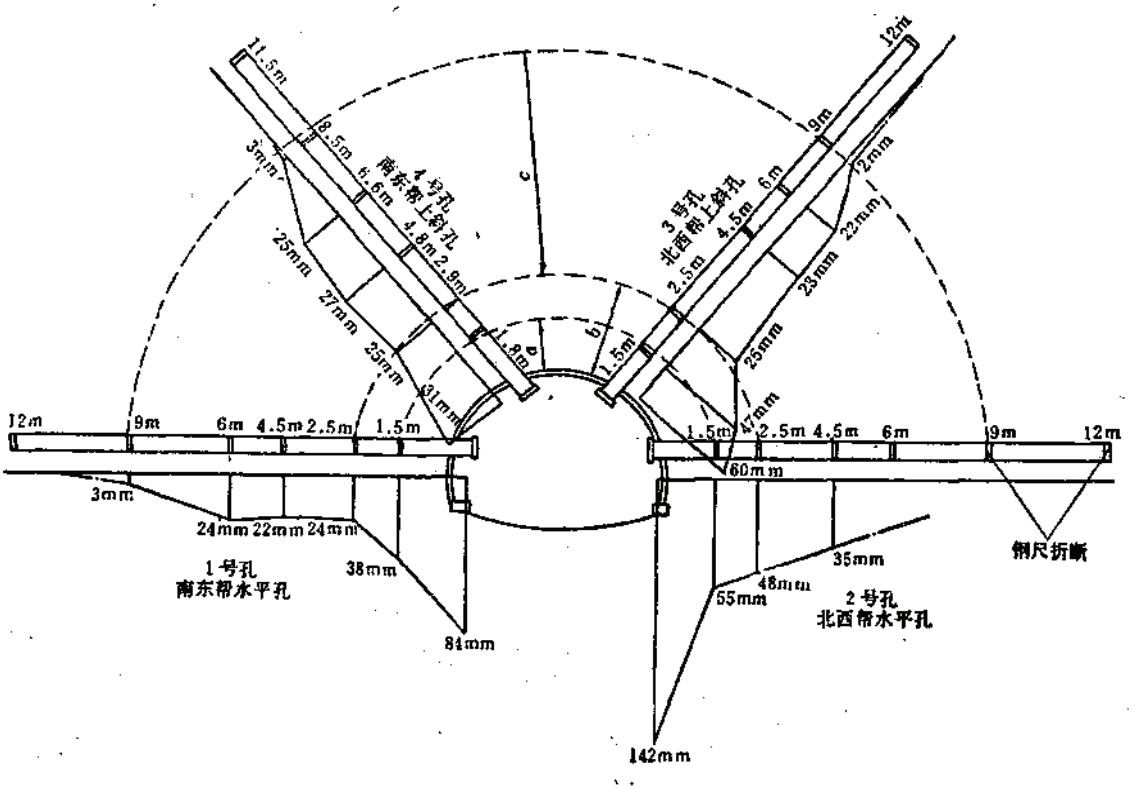


图 1-8-43　第Ⅰ量测断面巷道围岩变形分区示意图

a—松动圈下限范围；*b*—松动圈上限范围；*c*—位移范围

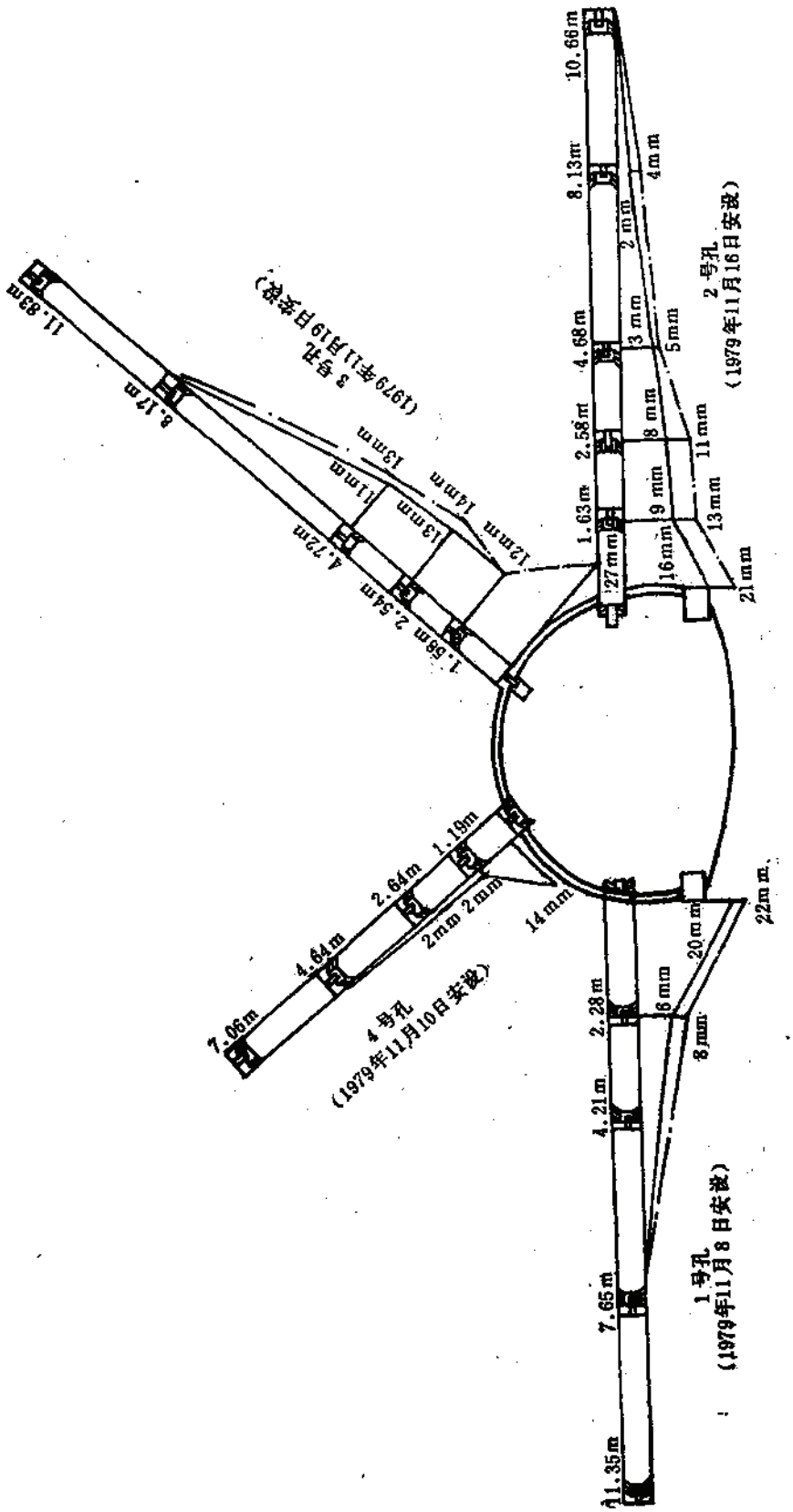


图 1-8-44 第Ⅰ量测断面多点位移计布置及围岩位移图

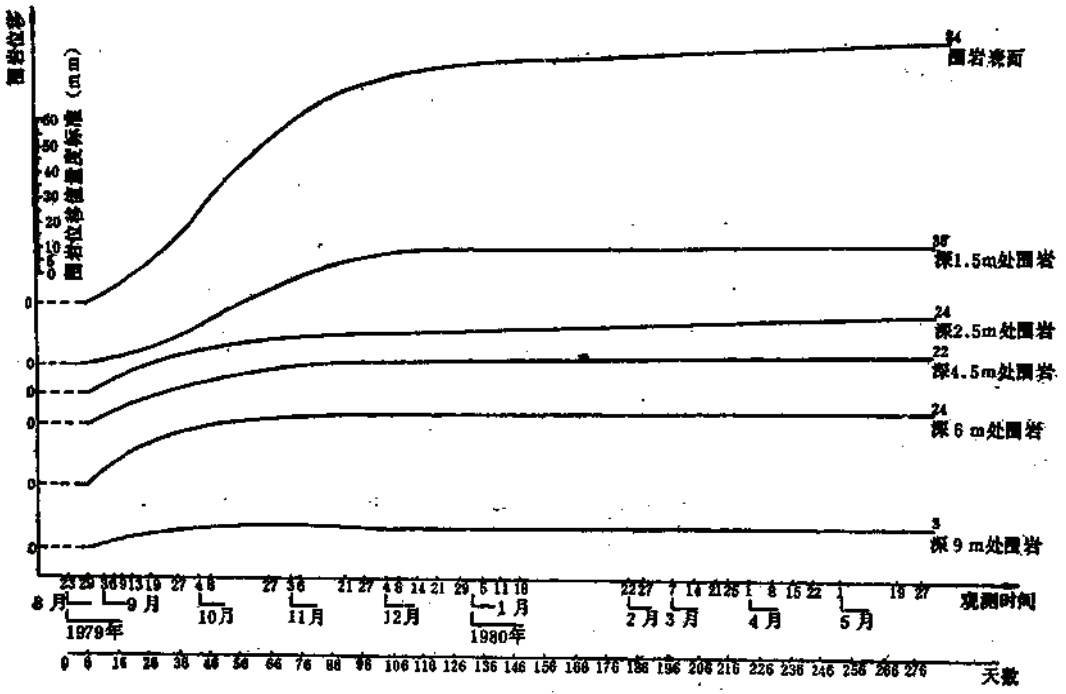


图 1-8-45　第Ⅰ量测断面1号孔不同深度围岩位移-时间关系曲线

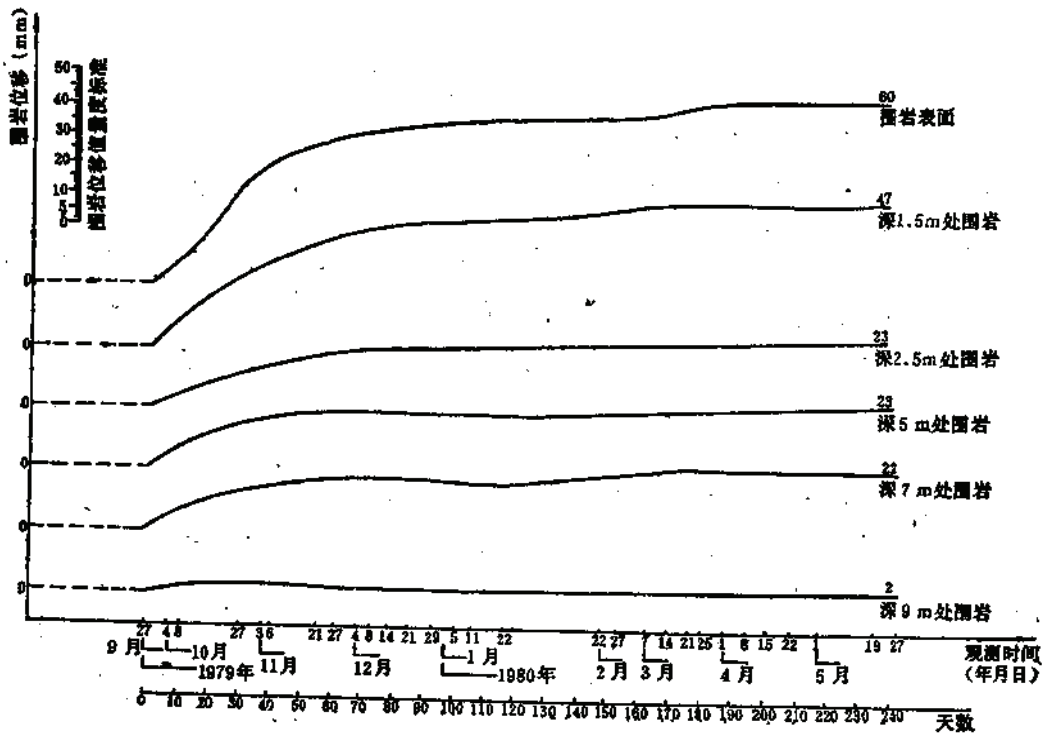


图 1-8-46　第Ⅰ量测断面3号孔不同深度围岩位移-时间关系曲线

从以上量测结果中可以得到一些带规律性的结果。

（1）围岩的最大允许位移值约为100～110mm——以此设计支护合理的柔性，并可合理地利用围岩塑性阶段的承载能力。

试验巷道前五个月的位移值（见图1-8-38、图1-8-39、图1-8-43、图1-8-44、图1-8-45、图1-8-46）在31～142mm之间，最大为142mm，在北西帮的2号孔，与之相对应的南东帮1号孔为84mm，即两帮围岩向巷内总收敛量为226mm。但当2号孔位移值达110mm以上时，围岩进入明显地有害松散状态，喷层出现了剥落现象，当位移值达到120mm时，破坏加剧，此时对支护采取了补强措施。其他部位也出现了类似情况。通过长期观测可以确定在此种围岩条件下的围岩最大允许位移值为100～120mm，因为所有小于此值的地段，支护虽有局部开裂现象，但都未出现危险破坏情况，凡超过此值的地段，支护状态都严重恶化，甚至返修。设计的支护合理柔性（可缩量）应该和最大变形值保持一致，柔性过大会使围岩出现有害松动，而柔性过小又会使支护受力状态恶化。

用调整支护柔性来控制围岩的变形，使围岩变形值始终保持在允许最大变形范围以内，是松软岩层中成功使用锚喷支护的关键。获得合理柔性（可缩量）的方法有：调整锚杆参数；采用两次或多次喷射混凝土；控制两次支护间隔时间或封底时间；预留沉降缝或伸缩缝等。

（2）根据测得的变形速率确定二次支护时间。从图1-8-38和图1-8-39可以看出，该围岩具有明显地流变性，位移随时间变化规律大体可分为三个阶段：即急骤增长段，持续时间约为40～100天，该阶段变形量约占趋向稳定时的总变形量的70～80%；缓慢增长段，持续时间约为20～30d；以后是开始趋向稳定阶段。各月速率平均递减情况见表1-8-69。

第Ⅰ量测断面表面位移平均速率 表 1-8-69

测孔号	各月平均位移速率（mm/d）				
	第一个月	第二个月	第三个月	第四个月	第五个月
1	0.7		0.55	0.2	0.03
2	2.1	1.42	0.77	0.4	0.07
3	0.8	0.33	0.27		0.04
4	0.33	0.23	0.26	0.1	0.03

由图1-8-39的时间-位移曲线可知，该断面处的混合岩化片麻围岩位移约在15～60天就开始稳定下来。由图1-8-38的时间-位移曲线可知第Ⅰ量测断面的石墨片岩、黑云母片麻围岩位移大约在100～120天以后逐渐稳定下来。在变形速率明显下降或开始趋向稳定时，应及时进行二次支护。测试结果可以表明，两次支护的合理间隔时间为50～120天，若二次支护上得过早，必然使支护上承受的压力过大而使其遭到破坏。

（3）判定围岩移动范围和松动圈尺寸。巷道开挖引起的围岩移动范围、松动圈的大小及其发展趋势，是衡量围岩稳定程度、估算地压大小以及确定支护参数和型式的重要指标之一。如计算弹塑性围岩中支护所需最小抗力时所需参数塑性区半径R只有通过量测才能获得真实准确值。还可以根据松动圈的尺寸来检验锚杆长度（锚杆长度一般应大于松动圈范围）。从图1-8-43得知，围岩移动范围为8～9m，从图1-8-43、图1-8-45和图1-8-46中分析得到：大多数钻孔围岩表面至孔深1.5m处位移值较大，而深度大于2.5m以后，位移量显著减少，从不同深度围岩移动特征看，深度超过2.5m以后移动是基本连续的，据此可以判定围岩松动圈尺寸一般为大于1.5m而小于2.5m，故锚杆长度可定为2.5m。

8.4.3.2　锚杆受力、喷层应力的量测手段和方法

1．锚杆受力量测的手段和方法

锚杆受力量测的主要手段是量测钢锚杆、空心量测锚杆（塑胶管、铝管，用于量测长锚索，见表1-8-67）和锚杆测力计（图1-8-32）。量测锚杆沿巷道周边径向布置，量测结果得到应变-时间曲线。量测钢锚杆作为支护锚杆的一部分，起着阻止围岩变形的作用，测得的应变值可用来计算锚杆受力。空心量测锚杆因其弹性模量小而随围岩共同变形，所测得的应变值可看做围岩应变，可用来计算围岩应力和分析锚索受力。用量测铝短锚杆也可量测喷层应变、应力。用锚杆测力计可测得锚杆的锚固力值。

2．喷层受力量测手段和方法

喷层受力的量测较常用的廉价手段是以电阻应变片为主要元件制成的喷层应变计（应变砖、环氧应变计等），它埋设于喷层内或喷层与围岩接触面上，测得应变值，通过换算得到喷层应力或接触面应力值。用液压传动原理制成的油压枕、压力盒等仪表，通过埋设于喷层或钻孔内，可测出喷层或围岩的应力。

3．锚杆及喷层受力量测实例

邯邢矿山尾西石门铁矿地下破碎机硐室，埋深206m，宽10m，高12.5m，长30.4m，围岩为蚀变角闪二长岩，岩石坚硬，抗压强度69～156MPa，节理裂隙发育，有一断层破碎带横穿硐室。

支护参数用工程类比法确定为：锚网喷联合支护（配合光面爆破和预裂爆破），喷层厚度150mm（C20）；锚杆为$\phi22\times2500$mm螺纹钢筋，间排距均为0.8m，梅花型布置；水泥砂浆为Mm20（强度等级）；网主筋$\phi12$、副筋$\phi8$，网度0.4×0.4m。

1）量测手段

量测手段用量测钢锚杆（规格同支护锚杆）、喷层应变砖。

2）量测断面布置

按图1-8-47所示布置量测点。

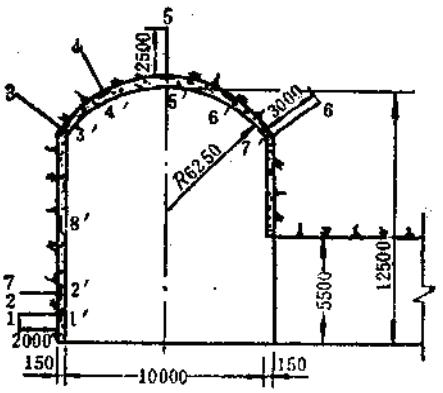


图 1-8-47　量测断面布置图

1～7—量测钢锚杆；1′～8′—喷层应变砖

3）量测结果分析及应用

（1）由测得的杆体应变-时间关系曲线（图1-8-48和图1-8-49）可以掌握施工中及竣工后杆体变形规律，确定围岩应力场达到最后平衡状态时相应的稳定时间。由于硐室第1～4分层的开挖，致使围岩

变形随时间而增加，与此同时，拱基砂浆锚杆杆体上各点（1～6）和边墙锚杆上各点（1～4）的变形也相应随之增加，则锚杆向围岩提供的约束力也随之增大。由图1-8-50和图 1-8-51可以看出，拱基锚杆上的各点分别经过149～162天、边墙上 锚杆各点变形经过34天逐趋平缓。

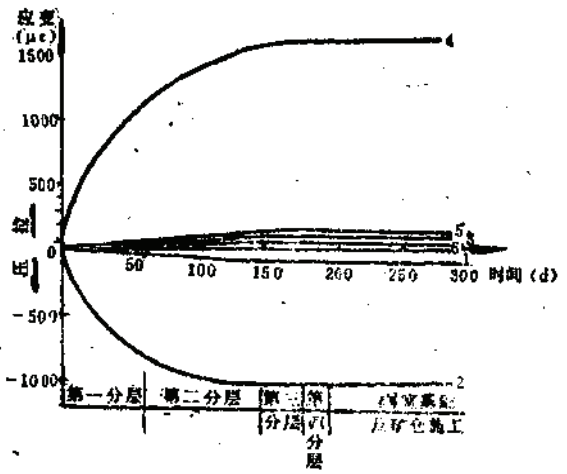


图 1-8-48 拱基锚杆杆体应变-时间关系
1～6—锚杆上不同深度测点号

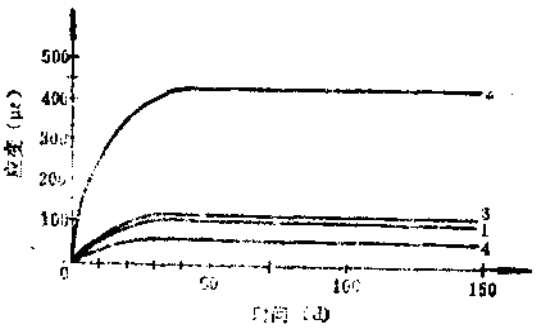


图 1-8-49 边墙锚杆杆体应变-时间关系
注1～4—锚杆上不同深度测点号

（2）通过测得的杆长-应变曲线（图1-8-50和图1-8-51）可以看出应力沿杆长分布情况。

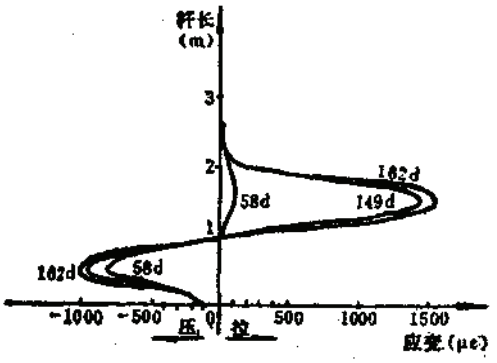


图 1-8-50 拱基砂浆锚杆杆体
长度-应变关系曲线

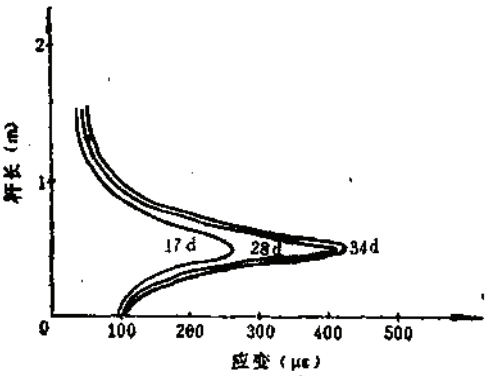


图 1-8-51 边墙砂浆锚杆杆体
长度-应变关系曲线

随硐室各分层的开挖拱基杆体上同一点的应变随时间增加，应变沿杆体长度分布是不 均 匀的，在孔口附近出现压应变，这说明硐室开挖虽使硐周边围岩发生了松动，但由于及时支护使应 力重分配，围岩压密。杆体呈现最大拉应变为1600（微应变）。边墙锚杆杆体全部受拉（两 端小，中间大），杆体最大拉应变为430（微应变）。由上述两组曲线可知，杆体变形最后都渐趋平缓，这表明锚杆支护较好地发挥了加固作用，最后达到了稳定。

图1-8-52和图1-8-53为测得的喷层切向应变-时间曲线，从图中可知喷层切向应变状态总趋势是：硐室拱部和边墙各点的喷层切向应变随时间增长，分别经过180天和34天左右渐趋平缓，说明喷层在同围岩共同变形中较好地发挥了支护。边墙应变的位移大于拱部位移，特别是墙中部的位移较大，故出现了较大的压应变和压应力。

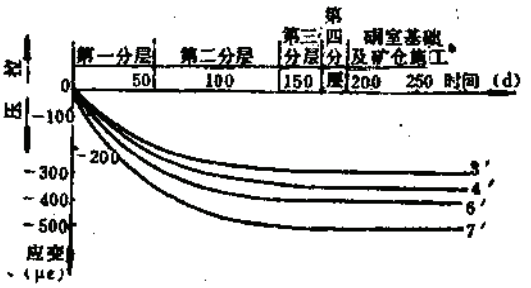


图 1-8-52　硐室拱部喷层切向应变-时间关系曲线

3′、4′、6′、7′—应变砖编号

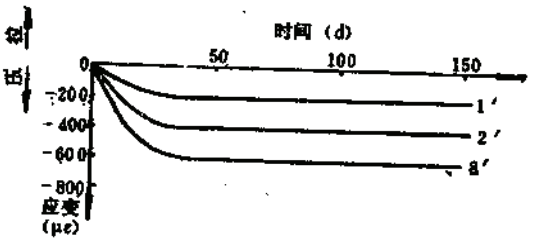


图 1-8-53　硐室边墙喷层切向应变-时间关系曲线

1′、2′、8′—应变砖编号

（3）用测得的数据对支护参数进行校核。

砂浆锚杆强度校核：

为保证砂浆锚杆在荷载作用下不致破坏，通常要求杆体内的最大轴向拉应力不超过其设计抗拉强度，即其强度条件为$N_{max} \leqslant f_{st}$。根据量测结果，拱基锚杆162天的最大拉应变为1600（微应变）则：

$$N_{max} = E_1\varepsilon_{1max} = 2.0\times10^5\times1600\times10^{-6} = 320\text{MPa}$$

边墙锚杆最大拉应变为430（微应变）（34天时），则：

$$N_{2max} = E_1\varepsilon_{2max} = 2.0\times10^5\times430\times10^{-6} = 86\text{MPa}$$

式中，$E_1 = 2.0\times10^5$MPa（锚杆钢筋的弹性模量）。

$$\text{拱基锚杆安全系数}K_1 = \frac{f_{st}}{N_{1max}} = \frac{340}{320} = 1.06$$

$$\text{边墙锚杆安全系数}K_2 = \frac{f_{st}}{N_{2max}} = \frac{340}{86} = 3.95$$

式中　f_{st}——3级螺纹钢筋的设计抗拉强度（MPa）。

从锚杆的强度校核和安全系数可知锚杆支护效果较好。

锚杆长度校核：

从图1-8-50和图1-8-51可知，拱基锚杆的最大拉应力距孔口为1.5m，距边墙为0.5m，用声波量测的拱顶松动范围小于1.7m，边墙小于0.6m，与锚杆最大受力长度基本一致。故本硐室锚杆长为2.5～3.0m（拱部）、1.5～2.5m（边墙）是安全可靠的。

喷层强度校核：

拱部7′点为喷层切向压应变值最大处$\varepsilon_{3max} = 500$（微应变）（图1-8-52），则

$$\sigma_{cu1} = E_2\varepsilon_{3max} = 2.3\times10^4\times500\times10^{-6} = 11.5\text{MPa} < f_{b1} = 30.5\text{MPa}$$

边墙中部8′点喷层的最大压应变为$\varepsilon_{4max} = 600$(微应变)，则

$$\sigma_{cu2} = E_3\varepsilon_{4max} = 2.6\times10^4\times600\times10^{-6} = 15.6\text{MPa} < f_{b2} = 34\text{MPa}$$

式中　E_2、E_3——分别为拱部和边墙喷层的弹性模量；

f_{b1}、f_{b2}——分别为拱部和边墙喷层28天的单轴抗压强度；

σ_{cu1}、σ_{cu2}——分别为拱部和边墙的喷层应力。

安全系数 拱部 $K_1=\frac{f_{b1}}{\sigma_{cu1}}=\frac{30.5}{11.5}=2.65$

墙部 $K_2=\frac{f_{b2}}{\sigma_{cu2}}=\frac{34}{15.6}=2.18$

校核结果：硐室喷射混凝土支护厚度是安全可靠的。

8.4.3.3 声学监控量测

声学监控量测手段为各种型号的声波仪(表1-8-66)。声波(学)测试方法见图1-8-54。

通过测得的工程各阶段的声学参数值（包括施工前和竣工后）可作为围岩分级的依据；可以确定围岩松动圈的大小，判定围岩的稳定性和检查锚喷支护效果以及对设计和施工提供所需数据。

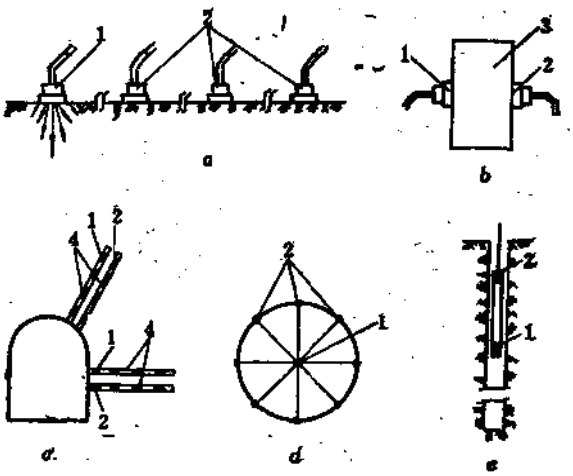


图 1-8-54 声波测量方法

a—剖面法；b—穿透法；c—双孔法；d—环形多孔法；e—单孔测井法

1—发射换能器；2—接收换能器；3—岩石试件；4—平行的一双孔

1. 声学量测法实例

西石门铁矿地下粗破碎机硐室（初选的支护参数见8.4.3.2）。

1）量测仪器和方法

量测仪器采用SYC-2型声波岩石参数测定仪（双线示波数字显示）。测试方法为双孔同步透射和高差异步透射法。

2）量测断面布置

在硐室中部且垂直于硐轴线布置——量测断面（图 1-8-55）拱顶为三对深孔（在+80m 中段检查巷底板至硐顶0.5～1.0m处钻三对垂直地质钻孔（兼取岩心），边墙布置六组浅孔（每组3个孔，呈等腰三角形布置）、孔间距1m，孔径42mm，孔深3m。

3）量测内容

（1）原岩声速值测定——硐室开挖前用深孔透射法测定拱部原岩声速；

（2）岩石试件测定——测岩石动弹性模量；天然、风干、干燥及饱水四种状态下的单轴抗压强度和声速，每个试件均测出三个方向的声速值 v_{rx}、v_{ry}、v_{rz}并计算出平均声速v_r；测试各种状态下的岩石

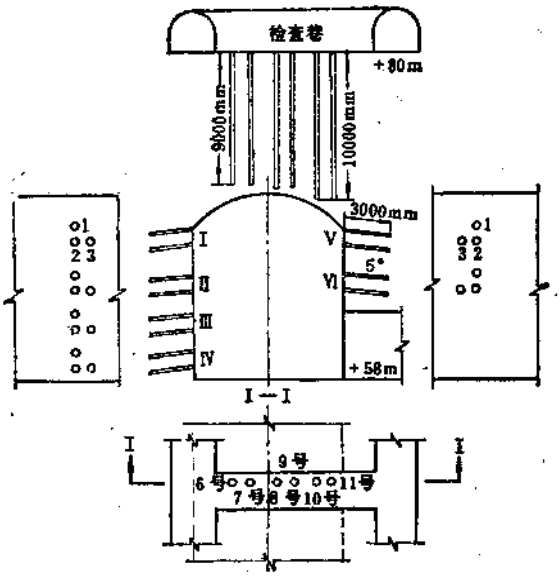


图 1-8-55　粗破碎硐室声学监测孔的布置

注：（1）Ⅰ～Ⅵ—浅孔组号，1、2、3——组浅孔；（2）6号～11号—声测深孔

试件声速 v_p 随压应力的变化，并作出 v_p-σ曲线；从施工到竣工各阶段及竣工后半年的各孔声速值，直至$\frac{\Delta v}{\Delta t}$趋近于零再停止观测（试件规格有5×5×10cm、5×5×15cm、5×5×5cm 及 ϕ1.5×7cm 等几种）。

4）测试结果

（1）围岩物理力学性质。硐室围岩较坚硬致密，饱水状态下其含水率仍低于0.4%。实验结果，这种完整岩块在天然、风干、干燥及饱水状态下的物理力学性质基本相同（表1-8-70）。

岩石试件物理力学参数　　表 1-8-70

编号	密度 (g/cm³)	单轴抗压强度 (MPa)	弹性波速 (m/s)	动弹性模量 (MPa)	泊松比
1	2.66	83.4	5070	7.6×10^4	0.18
2	2.69	100.0	5180	—	—
3	2.66	89.3	5050	7.9×10^4	0.27
4	2.69	91.0	5360	—	—
5	2.66	115.8	5290	—	—
6	2.67	>178.5	5500	—	—
7	2.66	—	5470	—	—
8	2.70	—	5350	—	—
平均	2.67	—	5280		0.23

（2）拱顶岩体各次声测v_p-L曲线及v_p-t曲线。拱顶深孔测试随施工顺序共测6次：硐室开挖前测第一次；第一分层开挖后未支护前测第二次；第一、二分层均完成永久支护后测 第三次；第三分层开挖后测第四次；第四分层开挖完，整个硐室完成永久支护后测第五次；竣工后半年继 续观测为第六次。拱顶测

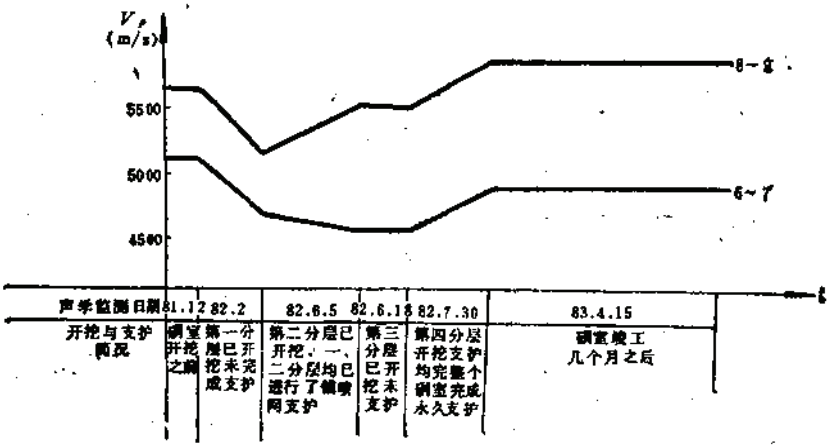


图 1-8-56 粗破碎硐室拱顶岩体v_p-t曲线

6～7—6、7号钻孔间岩体的波速；8～9—8、9号钻孔间岩体的波速

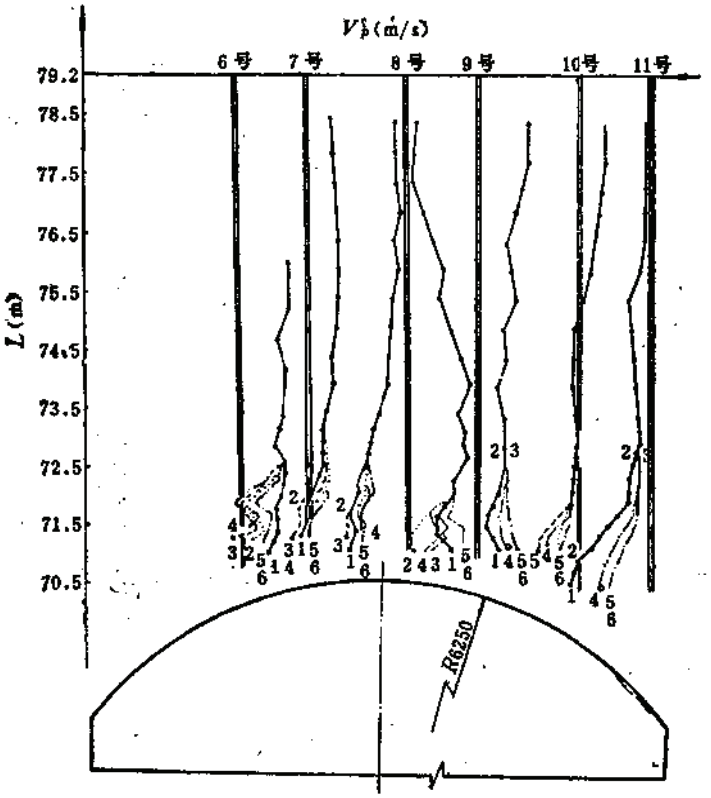


图 1-8-57 粗破碎硐室拱顶岩体v_p-L曲线

注：（1）1至6表示声测次序。

（2）6号至11号表示深孔号。

（3）9号—10号—11号孔间2、3两次只测到+72.5m，因10号孔在此处被堵。9号、10号及10号、11号两对孔4、5、6三次是用高差异步透射法所测。

孔声速随时间变化的v_p-t曲线见图1-8-56，拱顶的v_p-L曲线随钻爆开挖、硐室刷大、锚喷支护及时间增长而变化，见图1-8-57。

（3）硐室边墙声测v_p-L曲线见图1-8-58（硐室开挖后测得）。

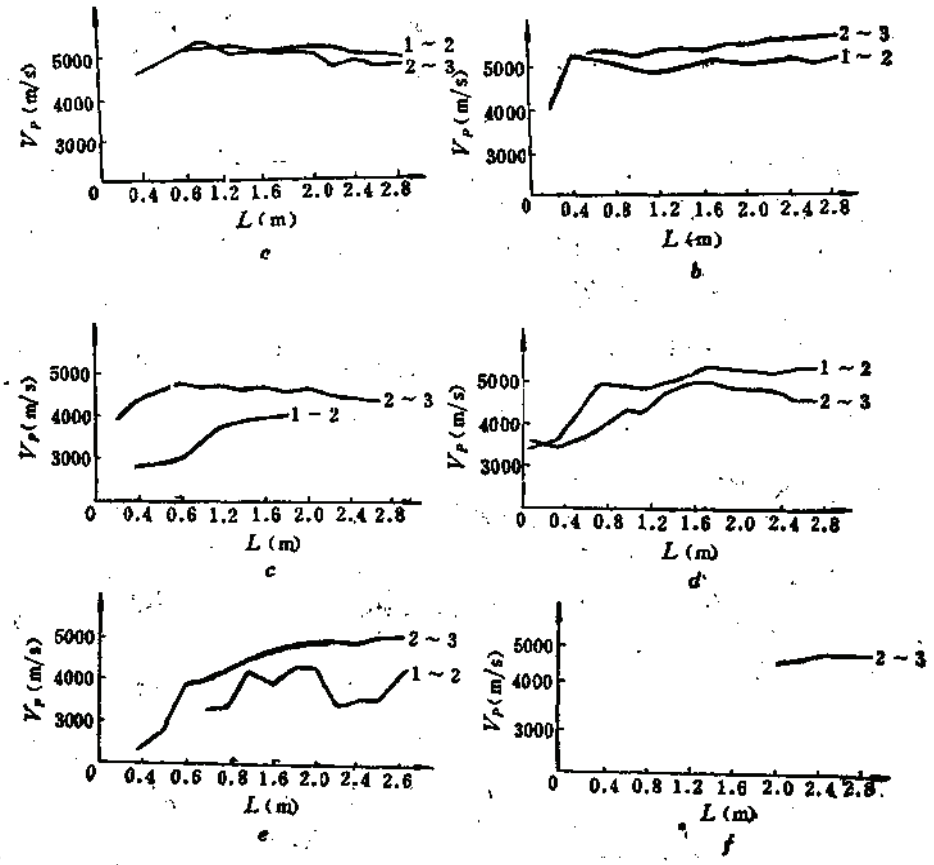


图 1-8-58　粗破碎硐室边墙v_p-L曲线

注：1.a～f分别表示Ⅰ～Ⅵ组测试曲线。

2.1～2、2～3表示每组孔间岩体声速随孔深的变化曲线。

（4）围岩各部分完整性系数计算。根据岩体完整性系数计算公式，$K=\frac{V_{mp}^2}{V_{rp}^2}$计算的围岩各部分完整性系数见表1-8-71。其中$v_{mp}$取孔间岩体声速的平均值，$v_{rp}$取岩石试件的声速最大值（两者均为硐室

硐室围岩各部完整性系数　　表 1-8-71

硐室部位	北边墙	北拱肩	拱　顶	南拱肩	南边墙
完整性系数　K	0.50～0.70	0.58～0.71	0.77～0.83	0.77～0.81	0.8～0.90
平　均　值　$\overline{K}$	0.60	0.64	0.80	0.79	0.85

开挖前测得的拱顶声速值）。

（5）实测结果分析及应用。根据围岩各部位完整系数可将围岩分区分类。

由表1-8-71可知，硐室开挖前拱顶围岩K值为0.8，北拱肩为0.79，可见自拱顶至南拱肩段围岩整体好可划为Ⅰ类围岩；拱顶至北拱肩段的围岩整体性较差，构造影响较重，可划为Ⅰ～Ⅱ类围岩。据此将北拱肩区段的支护参数做了修改，将主、副网筋间距由0.4×0.4m改为0.2×0.4m。北边墙K为0.6，所以也将主、副网筋间距改为0.2×0.4m。

根据v_p-L和v_p-t曲线确定围岩松动区范围。

由硐室第一分层（拱部）开挖前后测得的拱部v_p-L曲线（图1-8-57）可以看出，6号～7号钻孔间（南拱肩）、距硐周1.4m范围内围岩波速值均比原岩体降低，1.4m以外则变化很小；而北拱肩（10号～11号）则是距硐周1.7m范围内除有两个点声波能穿透降低外，其余点声波均不能穿透。拱顶岩体（7号～9号间）、7号～8号钻孔间距拱顶1.0m内有四个测点不能穿透、8号～9号孔间仅在距拱顶1.0m内声速值降低，1.0m以外声速无甚变化。据以上分析可以得出结论：距拱顶1.0m、南拱肩1.4m、北拱肩1.7m左右为围岩松动范围（与多点位移计测的结果相吻合）。由图1-8-58边墙的v_p-L曲线可知，其围岩松动范围为0.6～0.7m（南边墙）和1.3～2.0m（北边墙大件道处）。整个硐室松动范围见图1-8-59。

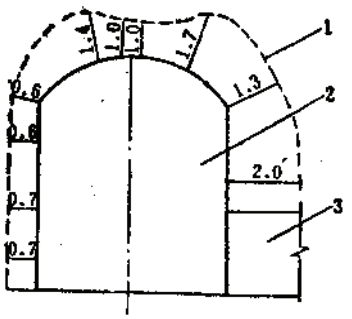


图 1-8-59 粗破碎硐室围岩松动范围

1—松动边界线；2—粗破碎硐室；3—除尘硐室（图中数值以m为单位）

通过声学量测还表明，原来因爆破开挖引起围岩松动而声速降低的区段，由于及时采用锚喷网支护加固，松动区内的声速值逐渐回升，且松动范围不因二、三、四层的开挖而扩大。说明在锚喷网支护作用下，调整了围岩的应力状态，并使已松动了的围岩逐渐压密，使岩体的稳定性有所提高。围岩松动范围为0.6～1.7m，局部极破碎带可达2.0m，但均小于支护锚杆长度（2.5～3.0m），说明原设计锚杆参数有足够的安全储备。

8.4.3.4 锚喷支护监控量测工程实例

国内一些工程的量测实例见表1-8-72。

锚喷支护监控量测工程实例 表 1-8-72

工程名称	断面（宽×高）（m）	埋深（m）	地质简况及围岩类别	锚喷支护参数	开挖方法	实测收敛值（mm）	实测最大收敛速度（mm/d）
总参2#工程	4.56×5.2	39 75 123 129 131 132	砖红色粘土岩岩体单轴抗压强度 0.77MPa Ⅴ类	喷射混凝土厚 $d=15$cm 锚杆 $\phi18$ 长 $L=2.0$m 间距 1.0×1.0m 钢筋网 $\phi8$，间距 1.0×1.0m （二层）	台阶法分部开挖	72.52 72.22 418.90 433.02 624.76 344.77	10.20 1.82 20.27 62.74 217.64（侧墙局部坍方） 24.00
	4.7×5.37	135 119		$d=20$cm $\phi18$、$L=3.0$m、0.75×0.75m $\phi10$、20×20cm （二层）	全断面	153.80 111.94	15.60 13.10
	3.0×3.0	99 99	凝灰质砂岩（F_1断层） Ⅴ类	$d=10$cm $\phi18$、$L=2.0$m、1.0×1.0m $\phi6$、20×20cm	全断面	141.41 144.64	24.0 24.42
	9.0×6.0	104	长石石英砂岩，夹有薄层红柱石角岩 Ⅳ类	$d=15$cm $\phi20$、$L=3.5$m、0.75×1.0m $\phi10$、20×20cm	全断面	90.24（垂直）	8.64
	3.5×3.0	48	断层构造岩（凝灰质砂岩） Ⅴ类	$d=20$cm $\phi18$、$L=2.0$m、1.0×1.0m $\phi10$、20×20cm	全断面	155.0	8.8
南岭隧道	双线宽≈12m	<50	粘土夹石 Ⅴ类	$d=15$cm、$\phi22$、$L=3.0$m、1.0×1.0m $\phi8$、20×20cm	全断面	95.4（拱顶下沉量）	
金家岩隧道	14.0×10.0		风化残积岩抗压强度 5.9～19.2 MPa Ⅳ～Ⅴ类	$d=15$～20cm $\phi20$～22、$L=2.5$～3.0m、1.25×1.5m $\phi6$～12、20×20cm （二层）		>400（拱顶下沉） >100（水平收敛）	
南京鸡鸣寺人防工程（105工程）	19.5×17.0	18	石英岩、石英砾岩夹薄层粉砂岩、硅质页岩 Ⅱ类	$d=15$cm $\phi20$、$L=2.0$～2.5m、0.8×0.8m $\phi12$、20×20cm	分部开挖，边挖边喷	4.0（拱脚、钻孔位移计测）	

续表

工程名称	断面（宽×高）（m）	埋深（m）	地质简况及围岩类别	锚喷支护参数	开挖方法	实测收敛值（mm）	实测最大收敛速度（mm/d）
总参3号工程	16.6×8.4	>100	厚层灰白色灰岩、白云质灰岩夹薄层泥质条带灰岩 Ⅱ类	d=15cm φ20、L=3~3.5m、1.2×1.2m φ8、30×30cm	分部开挖边挖边锚喷支护	0.97 （拱顶、钻孔位移计测）	
鹤壁三矿21071平巷	4.3×3.1	350	砂页岩及其互层 Ⅰ~Ⅱ类	d=10cm φ16倒楔式锚杆、L=1.5m、0.8×0.8m 钢筋网	全断面开挖	10.26 （拱顶、钻孔位移计测）	
金川二矿区1150阶段	6×4.45	580	变质岩系、黑云母片麻岩、石墨片岩等碎裂结构 Ⅴ类（延性流变岩体）	初期支护：d=10~15cm；φ20、L=2.5m、0.5×0.5m；φ25×25cm 二次支护：d=15cm；φ12、25×25cm 钢筋网、仰拱30cm	全断面开挖	试验段：142 （壁面最大水平位移）； 400（水平收敛）； 工程控制值 100~110	
张家洼铁矿地下粗破碎硐室	12.4×15.2	635	闪长岩及断层破碎带、中等稳定 Ⅲ类	d=15cm；φ22、L=2.5m、0.8×0.8m φ10、20×34.5cm		11.7 （拱顶、钻孔位移计测）	1.08
下坑隧道	6.26×2.3	<50	黑色千枚岩 Ⅳ~Ⅴ类	初期：d=8cm；φ22、L=2.0m、1.0×1.0m 二次：d=10cm；网φ6.5~12、20×20cm	全断面	80.87	>1.0
张家洼铁矿	4×3.5	500	红板岩 Ⅳ类	d=4~5cm d=10~12cm d=7~10cm φ6 L=1.5m、0.8×0.8m d=10~12cm φ18、L=1.8m、1.0×1.0m	全断面	22.3 （拱顶、钻孔位移计测） 12.75 （同上） 3.75 （同上） 10.70（帮、钻孔位移计）	
	7×4.75		蚀变闪长岩	d=10~12cm φ18、L=2.0m、0.8×0.8m φ6、40×40cm		6.97 （同上）	
	6.6×4.5			d=10~12cm φ18、L=2.0m、0.8×0.8m		7.51 （同上）	
	5.63×4.5			d=10~12cm		14.63（同上）	

8.5 锚喷支护机具

8.5.1 喷射混凝土机具

8.5.1.1 原料堆放场设备

1. 料场皮带机

（1）ZP型移动式带式运输机特性见表1-8-73。

ZP型移动式带式运输机 表1-8-73

有效输送长度 (m)	10	15	20
输送带速度 (m/s)	1.5	1.5	1.5
输送能力 (m^3/h)	104	104	104
输送最大高度 (mm)	3700	5300	6960
机架最大倾角 (°)	19°	19°	19°
电机功率 (kW)	2.2	4.0	5.5
外轮廓尺寸长度 (mm)	10700	15700	20700
外轮廓尺寸宽度 (mm)	1638	2038	2238
总重量 (kg)	1280	1660	2420
生产厂家	华东建筑机械厂	华东建筑机械厂	华东建筑机械厂

（2）HQ型移动式胶带运输机技术特征见表1-8-74。

HQ型移动式带式运输机 表1-8-74

主要机型	HQ 69-10	HQ 71-20
带宽 (mm)	500	500
输送量 (m^3/h)	109.3	120
带速 (m/min)	96	90
运输机倾角 (°)	9°～20°	9°～19°
机长 (m)	10	20
最大起升高度 (m)	2.01～3.9	9.6
外型尺寸 (cm)	1040×168×390	2040×210×960
生产厂家	上海建筑机械厂	上海建筑机械厂

2. 料场铲运机

ZL型料场铲运机技术特性见表1-8-75。

3. 计量设备

（1）用于装料矿车直接称量的轨道衡规格型号见表1-8-76。

ZL 型料场铲运机 表 1-8-75

型号	ZL-10	ZL-15	ZL-20
额定载重量 (t)	1.0	1.5	2.0
额定斗容量 (m^3)	0.5	0.75	1.0
柴油机功率 (马力)	55	55	80
车速 (km/h)	28	26	30
最大卸载高度 (mm)	2300	2600	2600
最小转弯半径 (mm)	4480	4480	5400
外形尺寸(长×宽×高) (mm)	4454×1800×2610	4500×1900×2610	5700×2150×2760
机重 (t)	4.5	4.7	7.0
生产厂家	成都工程机械厂	烟台工程机械厂	成都工程机械厂

轨道衡规格型号 表 1-8-76

型号	称量 (t)	生产厂家
GSQ 3-2	3.0	长春衡器厂
GDH-10	10	长春衡器标准件厂

（2）地上衡规格型号见表1-8-77。

（3）配料秤：配料秤用于料仓出料称量，规格型号见表1-8-78。

地上衡规格型号 表 1-8-77

型号	最大称量 (t)	精度	台面尺寸 (m×m)	自重 (t)
SS·2	2.0	1/2000	1.45×1.3	0.8
ST23	2.0	1/2000	1.6×1.2	0.58
SS·3	3.0	1/2000	1.45×1.3	0.8
DBS3	3.0	1/1000	1.6×1.6	0.67
DBS5	5.0	1/1000	1.6×1.6	0.67
SS·5	5.0	1/1000	1.6×1.6	0.90

配料秤规格型号 表 1-8-78

型号	SZL1000-1	PGD 800	PGD400
称量 (kg)	1000	800	400
生产厂家	北京衡器厂	沈阳衡器厂	沈阳衡器厂

8.5.1.2　喷射混凝土拌料设备

（1）鼓轮式搅拌机规格型号见表1-8-79。

（2）JW-250型单卧轴强制式搅拌机的技术特性见表1-8-80。

（3）250轨道式混凝土搅拌机（适用于井下作业）技术特性见表1-8-81。

鼓轮式搅拌机规格型号　　表 1-8-79

型　　号	JG-150	JG-250	JQ-250强制式	JQ-500强制式
出料容量　(L/次)	150	250	250	500
最大台时产量 (m^3/h)				15
电机功率　(kW)	5.5	7.5	13	
外形尺寸　(mm)	2280×2200×2400	3300×2800×2910		
机　重　(kg)	1600	3400	2600	1300
生产厂家	扬州机械厂	扬州机械厂	华东建筑机械厂	华东建筑机械厂

JW-250 型搅拌机技术特性　　表 1-8-80

装料容量　(l)	375	卷扬机电机功率　(kW)	5.5
出料容量　(l)	250	最大骨料尺寸　(mm)	60
生产能力　(m^3/h)	12～15	外形尺寸　(mm)	3500×2120×3000
主电机功率　(kW)	11	机　重　(kg)	2900
生产厂家	四川建筑工程机械厂		

轨道式搅拌机技术特性　　表 1-8-81

搅拌筒尺寸：直径×长 (mm)	1218×800	电机功率　(kW)	7.5
圆锥筒长　(mm)	400	轨　距　(mm)	600，762
圆锥筒锥面斜度　(°)	40°	外形尺寸　(mm)	3015×1350×1860
拌筒装料容积　(l)	250	总　重　(kg)	1500
生产能力　(m^3/h)	5～10	生产厂家	江苏海门电机厂

8.5.1.3 喷射混凝土上料（混合料）设备

（1）与ZHP-2型喷射机配套用的上料皮带机的技术特性见表1-8-82。

（2）斗式上料机的结构见图1-8-60，其技术特性见表1-8-83。

ZHP-2 型喷射机用上料皮带技术特性 表 1-8-82

电机功率 (kW)	1.5	带 速 (m/s)	1.07
皮带机倾角 (°)	25°	输送量 (m^3/h)	23.4
皮带宽度 (mm)	300	生 产 厂 家	浙江湖州装卸机械厂

斗式上料机技术特性 表 1-8-83

生 产 能 力	(m^3/h)	9
筛子往复速度	(次/min)	163
电 机 功 率	(kW)	2.8
电 机 转 数	(n/min)	960
外 形 尺 寸 长×宽×高	(mm)	2100×825×2100
生 产 厂 家		铜官山铜矿

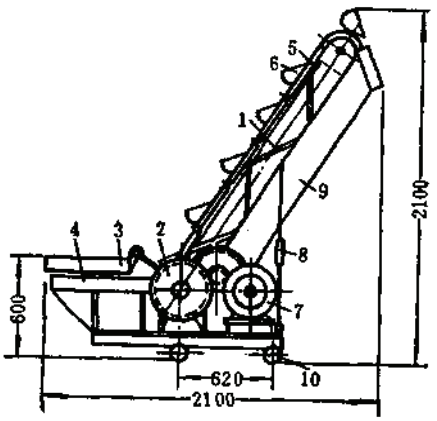


图 1-8-60 斗式上料机

1—机架；2—底架；3—筛架；4—筛斗；5—皮带；6—料斗；7—电机；8—调整杆；9—料槽；10—行走轮

8.5.1.4 混凝土喷射机

（1）干式喷射机的技术特性见表1-8-84。

干喷机的技术特征 表 7-8-84

型号		生产能力 (m³/h)	骨料最大直径 (mm)	输料管内径 (mm)	压气耗量 (m³/min)	工作风压 (bar)	最大输送距离 (m) 水平	最大输送距离 (m) 垂直	电机 (kW)	外形尺寸 长×宽×高 (mm)	总重 (kg)	生产厂家
双罐式	冶喜-65	4	25	50	7～8	1～6	200	60	2.8	1650×850×1630	1100	冶金部建筑研究总院 山东昌隆田柳喷锚机械厂
	WG-25	4～5	25	50	7～8	1～6	200	40	3.0	1650×850×1630	1000	焦作矿业学院机械厂
转子式	HPH-6	2 4 6	30	50	10		250	100	7.5	1500×1000×1600	800	扬州机械厂
	PH30-74	2～6	30	50	10	1～6	200	80	7.5	1540×800×1480	1000	无锡第六通用机械厂 扬州机械厂
	ZHP-2	4～5	25	50	5～10	3～5	200	60	4.0	1250×750×1435	650	江苏海门电机厂 长沙矿山研究院
	转子-2	5～7	25	50	5～8	1.5～4.0	300	60	5.5	1500×755×1120	950 960	江西、广东煤矿机械厂 湘潭煤机厂
	HPZ-30B	3～5	30	50	7～10	1.5～3.6	200	80	4.0	1436×868×1375	700	常德机械厂 一机部建筑机械研究所
	SP-3	2～5	25	50	6～10	1.0～4.5	160	60	4.0	1390×890×950	700	湘潭煤机厂
	HPJ-5	4	25	50	8～10	0.8～4.2	200	70	4	1420×880×1000	650	冶金部长沙矿山研究院 镇江纺织机械厂
鼓轮式	GHP-250	3.5～4	25	50	5～12	1.1～3.3	200	40	5.5	2032×890×1220	700	陕西建工局机具研究所 湘东矿务局机械厂 焦作矿业学院
螺旋式	LHP-701	3～5	30	76	5～8	1.5～3.0	10～20	5～10	4	1330×750×750	360	广东煤矿机械厂 湖南煤炭局第五工程处
混合式	HPS-5	4～5	30	50	8～10	1.5	180（干料） 80（湿料）	60（干料） 30（湿料）	3	2060×785×1470	1000	焦作建工机械厂 长沙建筑机械研究所
	SP-77	3～3.6	15	50		1～5	125		7.5	1640×820×1500	1200	泰安机械厂 新汶矿务局
负压式	HPX	2～3	25	76	8～10	3.5～5.0		10		620×430×800	35	南京钟山煤矿
气动上料	HSP-2	4.5～5.5	25	50	6		150			3725×1050×1655	2400	昆明冶金机修厂

各类干喷机的优缺点见表1-8-85。

各类干喷机的优缺点 表 1-8-85

机型	转子式	双罐式	鼓轮式	螺旋式
优点	1. 操作简便 2. 进出料连续性较好 3. 堵管后能自动停车，堵管事故较少	1. 主机部分无磨损，工作可靠 2. 结构简单，易加工制作 3. 机体结实，耐用 4. 可远距离送料	1. 结构简单，重量轻，体积小，移动方便 2. 操作简单，进出料连续性好 3. 易损性件衬板和筋条可采用普通材料	1. 上料高度低 2. 结构简单，轻巧，移动方便，加工制造容易 3. 进出料连续性好
缺点	1. 结构复杂，日常清理及维护麻烦 2. 易磨损件较多，胶板和衬板磨损较大，更换不便	1. 操作复杂，工人劳动强度大 2. 机体笨重，移动不便 3. 上料高度高，进出料的连续性差	1. 两半壳体和鼓轮之间的间隙调节复杂 2. 衬板和鼓轮筋容易磨损	1. 要用76mm胶管输料 2. 螺旋套容易磨损，磨损后回风较大 3. 输送料的距离短，仅10m远

（2）混凝土湿喷机的规格及技术性能见表1-8-86。

混凝土湿喷机规格及技术性能 表 1-8-86

型号	生产能力 (m^3/h)	最大骨料直径 (mm)	输料管内径 (mm)	压气耗量 (m^3/min)	最大输送距离 (m) 水平	最大输送距离 (m) 垂直	电机功率 (kW)	外形尺寸 长×宽×高 (mm)	总重 (kg)	制造厂家
冶建-76	4	15～20	50	8～10	60		5.5	1500×820×1750	1200	冶金部建筑研究总院、十五冶第四井巷公司
HLF-5	5～6	18～20	50	3～6	80～100	40	4.0	1400×850×1200	600	鹤壁六矿
JS-2	2.5～3	25		8			5.5	1700×800×1420	770	焦作矿务局
HB-7	<3	15	50	5.5	60	18		1000×600×1270	75	鹤壁八矿
LHP-78	3.5～5			8～10	65	12	17	1600×750×800	800	攀枝花冶金矿山公司三井巷
SHP-5（干湿两用）	5				湿：60 干：300	湿：25 干：100			900	焦作建工机械厂

（3）喷射混凝土机械手技术性能见表1-8-87。

喷射混凝土机械手技术性能表　　表 1-8-87

型　　号	BPS-1 QPS-1	PHS-3	JP-4	CPG-1	KM-1
喷头动作	划　圆	划　圆	划　圆	划　圆	划　圆
喷头左右摆角　(°)	220°	各 105°	±135°	220°	180°
喷头仰俯角　(°)	45°/30°	42°/42°	32°/22°	60°/20°	32°/38°
一次伸缩范围　(mm)	2500	1000	1200	1000	1000
大臂仰俯角　(°)	20°/27°	45°/22°	32°/3°56′	0°～135°	25°/45°
大臂旋转角　(°)	±15°	±40°	±120°	±90°	±35°
喷头前伸最大长度(mm)	5500	3550	4500	5450	3350
喷头最大扬高　(mm)	5000 7500	3300	3500	6450	3200
规距　(mm)	600	600，720	600	600　900	
自行速度　(km/h)	拖动	5.65	2.5	2.5	拖　动
动　力	电、液	电、液	电、液	电、液	电、液
工作压力　(bar)	50	50	70	100	50
电机功率　(kW)	7.5	3.0	10	7.5	3.0
运输外形尺寸　(mm)	5750×2025 ×2410	4000×1016 ×1360	4550×1030 ×1790	4420×1100 ×1850	
总　重　(kg)	4000	1400	2500	2600	700
生产厂家	上海水工机械厂	昆明冶金机械厂	扬州机械厂	马鞍山矿山研究院	

注：表中分子为上仰角度值，分母为下俯角度值。

8.5.1.5　混凝土喷射机组

（1）PCH-6型混凝土喷射机组是将SP30型上料机、HPH-6型喷射机和JP-4型喷射机械手装在一台牵引车上组成的，其结构示意见图1-8-61，主要技术参数见表1-8-88。

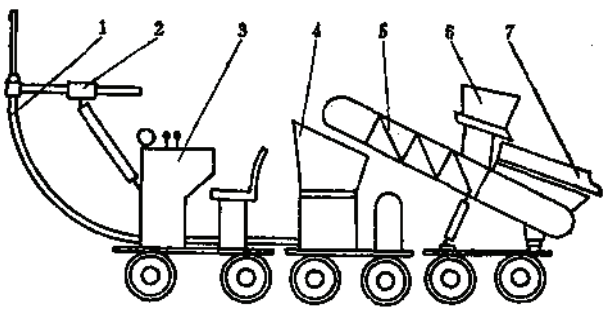


图 1-8-61　PCH-6型混凝土喷射机组

1—输料软管；2—机械手；3—液压操纵台；4—喷射机；5—上料机；6—速凝剂斗；7—振动筛

PCH-6型混凝土喷射机组主要技术参数 表 1-8-88

生产率 (m³/h)	6	机械手极限工作角度 (°)	-2°～45°
速凝剂仓容积 (m³)	0.06	牵引车型号	QCZ-90
耗风量 (m³/min)	10	外型尺寸：长×宽×高 (mm)	7000×2600×2500
适用巷道规格 宽×高 (m)	2×2～7×5.5	自 重 (t)	10
机械手工作回转角度 (°)	≥±120°	车 速 (km/h)	23
机械手仰俯工作角度 (°)	-2°～30°	生 产 厂 家	扬州机械厂

（2）竖井混凝土喷射机组。WG-ZL-2型竖井喷射机组由WG-25-1型喷射机、配料混料车、自行箕斗上料机、速凝剂注入器及电气控制箱组成，亦可用于平硐口及斜井口部施工。其技术特征见表1-8-89。该机组由焦作矿业学院机械厂制造。

WG-ZL-2型竖井喷射机组技术特征 表 1-8-89

配料混料车（轨距 900mm）											
配料能力	料仓容积 (m³)			混料胶带			电振机 (t/h)			水泥给料螺旋	
(t/h)	水泥	砂	石子	宽度 (mm)	速度 (m/s)	功率 (kW)	水泥 (DZ₁型)	砂 (DZ₁型)	石子 (DZ₁型)	给料量 (t/h)	功率 (kW)
0～25	1.1	1.25	1.65	500	0.8	1.5	0～5	0～10	0～10	1.3～2.0	1.5

速凝剂注入器			喷射机 WG-25-1 型		自行式箕斗上料机				
注入量	风压	容积	生产能力	工作风压	箕斗容积	提升速度	行走速度	功率 (kW)	
(水泥的%)	(bar)	(l)	(m³/h)	(bar)	(l)	(m/min)	(m/min)	提升	行走
2.5～5	0～3	80	5～7	1.5～6	150	18	12	1.5	0.4

8.5.2 锚杆安装机具

（1）CLM-1型锚杆凿岩台车，技术特征见表1-8-90。

（2）CTM3-1型锚杆钻装车主要技术性能见表1-8-91。

（3）MGJ-1型锚杆打眼安装机主要技术参数见表1-8-92。

（4）TJ9型树脂锚杆搅拌机的主要技术参数见表1-8-93。

（5）SMG型树脂锚杆安装机，可用于竖井井筒装备安装、井巷工程中树脂锚杆安装。其主要技术参数见表1-8-94。

CLM-1型锚杆凿岩台车技术特征　　表 1-8-90

钻孔直径 (mm)	38～46	使用气压 (bar)	5～7
钻孔深度 (m)	1.8	最大耗气量 (m^3/min)	19
适用巷道高度 (m)	最小 2.8，最大 3.5	外形尺寸：长×宽×高 (mm)	4800×1800×1500
适用巷道宽度 (m)	最小 3.0	自　重 (t)	3.7
行走速度 (km/h)	0.5	研制及生产单位	冶金部矿冶研究院 宣化风动机械厂
爬坡能力 (°)	18°		

CTM3-1 锚杆钻装车主要技术性能　　表 1-8-91

适用巷道断面：宽×高 (m)		3×4～4.5×6	平均一个循环时间		4 min10s
适用砂浆锚杆直径 (mm)		16～20	平均两个循环间隔时间		54 s
外形尺寸：长×宽×高 (mm)		9340×2100×2250	工班效率 (根)		6～7
转弯半径（外侧） (mm)		6650	转架功能	最大钻孔深度 (m)	1.92
车　速 (km/h)		0～5		最大注浆深度 (m)	2.01
自　重 (t)		11.73		最大插杆长度 (m)	1.94
钻臂运动范围	左右回转 (°)	40°	液压系统	压　力 (bar)	100
	仰　角 (°)	43°		油泵型号	2CB1F10/10-L-Y
	俯　角 (°)	13°		油泵风马达型号	TJ20A
	伸缩长度 (mm)	1105	风水系统	工作风压 (bar)	5
平均台时生产率 (根)		7.69		工作耗风量 (m^3/min)	～18
最高台时生产率 (根)		14.19	配套设备	搅拌机	J30 型强制式
平均纯凿岩时间		2 min54s		凿岩机	YGZ70 型 导轨式独立回转
平均纯注浆时间		43 s	研制生产单位		冶金部马鞍山矿山研究院、扬州冶金机械厂、苏州冶金机械厂、张家洼铁矿
平均纯插杆时间		33 s			

MGJ-1 型锚杆打眼安装机技术参数 表 1-8-92

生产能力一钻眼、安装、注浆，每小时 (根)		8～10	注浆罐容积 (l)	10
适用巷道断面 (m²)		8～14	注浆风压 (bar)	4～4.5
外形尺寸，长×宽×高 (mm)		4532×1200×1815	电机功率 (kW)	8
最大工作高度 (mm)		4000	自 重 (t)	2.6
打眼设备能力	孔 深 (mm)	1700	研制及生产单位	煤炭科学院建井研究所、广东煤机厂
	钻 速 (n/min)	230		

TJ9 型树脂锚杆搅拌机主要技术参数 表 1-8-93

使用风压 (bar)	5.0	功 率 (马力)	1.5
空转转速 (n/min)	1000	机 重 (kg)	9
空转耗气量 (m³/min)	2.0	生产厂家	天水煤原风动工具厂
负荷转数 (n/min)	6000		

SMG 型树脂锚杆安装机技术参数 表 1-8-94

类 型	固(填料)液(树脂)料混合输送	液体固体混合比	1:3.5～5.5
工作风压 (bar)	≥6	锚固力 (kN)	>50
风源风量 (m³/min)	0.6	外形尺寸：长×宽×高 (mm)	670×600×940
有效喷射距离 (m)	<15	自 重 (kg)	100
灌注量 (g/s)	≥40	研制及生产单位	山东工业大学，山东省齐河榨油机厂

（6）预应力锚索施工机具：

钻孔设备：根据孔深和孔径尺寸可用YQ-100B等型号潜孔钻和YSP-45型、YGZ-90型、YG-80等型号凿岩机（钎头直径60mm）。

注浆设备：可用济南山泉机械厂产的HB6-3型灰浆泵（井下用需改配TJH-4型风动马达）、MZ-1型风动注浆机（长沙矿山研究院研制）。

张拉及测力设备：YC-60型千斤顶（预应力锚索专用、四平钢筋拉伸机厂）；ML型锚杆拉力机。

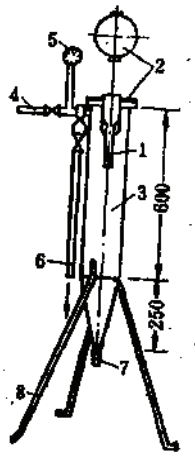


图 1-8-62　立式砂浆注眼器

1—盖板手柄；2—盖板；3—罐体；4—进风管；5—压力表；6—排气管；7—φ25mm 胶管连接头；8—支架

送钢绳设备：摩擦轮式钢丝绳推送机（长沙矿山研究院研制。适用绳径22～26mm）。

（7）砂浆锚杆注眼器。图1-8-62为立式注眼器的结构图。罐体3用φ160mm的钢管制成，其上部用法兰盘与盖板连接，下部与锥体管焊接；锥体管用 5mm 钢板卷制焊接，其下端与φ25mm胶管连接；盖板2用8mm钢板制作，它通过手柄1开闭，盖板与罐体法兰之间用 8mm 橡胶垫密封；排气管用φ20mm阀门及三通与进气管连接，作装料前排除罐体内乏气之用。与注眼器配套使用、往锚孔内注浆的注浆管及阀门结构见图1-8-63。注浆管1用φ20mm及φ13mm 钢管制作，φ20mm 钢管一头车有丝扣与φ20mm快开阀门连接，一头加工成φ20～φ13mm 的异径管与φ13mm钢管焊接，φ13mm钢管一头弯成 120°与异径管焊接，另一头切成45°斜口。

立式注眼器的容积为 15l，其耐压强度不小于 0.9MPa。它结构简单，轻巧方便，一般机修车间均可加工。

图 1-8-63　注浆管及阀门

1—φ13mm注浆管；2—φ20m快开阀门；3—弹簧；4—手柄；5—φ20mm带马牙扣的连接扣

8.5.3　钢纤维加工及播料设备

（1）SFA-1型钢纤维切割机是以薄钢带为原料加工矩形断面钢纤维的设备，主要技术特征见表1-8-95。

SFA-1 型钢纤维切割机技术特征　　表 1-8-95

生产率 (kg/h)	168	电机功率 (kW)	2.2
最大生产生产率 (kg/h)	504	外形尺寸：长×宽×高 (mm)	700×490×1000
切割宽度 (mm)	0.4～0.6	自　重 (kg)	198
带钢规格	宽 ≤30 厚 ≤0.2～0.5	研 制 单 位	冶金部马鞍山矿山研究院

（2）GDB-81型钢纤维电磁振动播料机，用于钢纤维混凝土搅拌时播散钢纤维，可与强制式混凝土搅拌机配套使用。其主要技术特性见表1-8-96。

GDB型钢纤维播料机主要技术特性　　表 1-8-96

输入电压 (V)	220	相对振幅 (mm)	1.6
工作电流 (A)	3.2～3.6	外形尺寸：长×宽×高 (mm)	643×408×454
输出功率 (kW)	3.8	自　重 (kg)	60
播料能力 (kg/min)	8～10	研 制 单 位	冶金部建筑研究总院

第九章 井 巷 注 浆

责任编写单位 沈阳有色冶金设计研究院
参加编写单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院
湖北省冶金设计院
编 写 人 阎洪升 吕正伦 刘 华

矿山注浆堵水的主要作用是：封堵裂隙，隔离水源，胶结加固松散透水围岩，堵塞水点，封堵出突水口，减少矿井涌水量，以改善井巷施工条件，或恢复被淹没的矿井，保障井巷安全。为确保注浆的堵水作用，凡应用注浆技术进行堵水的工程，均要有完整的设计和主管部门的审批方能允许施工。

9.1 注浆设计所需资料

注浆工程设计除应具有矿区（或井筒）所在位置的工程地质条件以外（见第一章竖井），还应具有以下水文地质资料：

（1）注浆地段含水层和隔水层的岩性、产状、厚度及平面分布，含水构造裂隙的主要发育方向，各含水层或含水构造之间的水力联系；

（2）注浆地段的主要地质构造及其发育程度，构造破碎带的规模、含水性、延续性和稳定性；

（3）受注含水层的孔隙、裂隙、岩溶的性质、大小、裂隙率及它们的分布范围，发育程度；

（4）受注含水层的单位吸水量，渗透系数，弹性波速；

（5）地下水的静止水位，流向、流速、水温、水质等；

（6）溶洞的发育深度，充填程度，充填物性质以及和软弱围岩的抗冲刷、抗渗透能力；

（7）受注地段的水文地质边界，查清进水边界与隔水边界；

（8）地下水动态长期观测资料。

9.2 注 浆 材 料

9.2.1 对理想注浆材料的要求

理想的注浆材料应具有如下特点：

（1）浆液是真溶液，而不是悬浊液，浆液初始粘度要尽量低，（接近水的粘度）流动性要好，能进入细小裂隙和粉细砂层；

（2）浆液胶凝时间可以从几秒至几小时范围内随意调节，并能准确地控制，浆液一经发生胶凝就在瞬间完成；

（3）浆液的稳定性好，在常温常压下，长期存放不致变性、变质，不发生任何化学反应；

（4）浆液无毒无嗅，对环境不污染，对人体无害，属非易熟、易爆物品；

（5）浆液对注浆设备、管路、混凝土结构物，橡胶制品等无腐蚀性，并且容易清洗；

（6）浆液固化时无收缩现象，固化后与岩石、混凝土、砂子等有一定的粘结性；

（7）浆液结石体有一定的抗压、抗拉强度，不龟裂，抗渗性能好，防冲刷性能好；

（8）结石体耐老化性能好，能长期耐酸，碱、盐、生物细菌等腐蚀，并且不受温度变化的影响；

（9）浆液配制方便，操作容易掌握；

（10）材料来源丰富，价格便宜。

9.2.2　常用注浆材料分类

常用注浆材料分类见表1-9-1。

常用注浆材料分类　　表 1-9-1

无机系	单液水泥类	水泥氯化钙浆液，水泥-三乙醇胺-氯化钠浆液；……
	水泥-水玻璃类	水泥-水玻璃双浆液
	粘土类	
	水玻璃类	水玻璃-氯化钙浆液；水玻璃-铝酸钠浆液；……
	水泥粘土类	
	其他类	
有机系	丙烯酰胺类	
	木质素类	纸浆废液-重铬酸钠（铬木素）浆液；纸浆废液-过硫酸铵（硫木素）浆液；……
	尿醛树脂类	尿醛树脂-硫酸浆液；尿素-甲醛-三氯化铁浆液；尿素-甲醛-纸浆废液-硝酸铵（木铵）浆液；……
	聚氨酯类	水溶性聚氨酯浆液；油溶性聚氨酯浆液；
	糠醛树脂类	糠醛-尿素浆液；糠醛-丙酮浆液；……
	环氧树脂类	
	甲基丙烯酸甲酯类	
	其他类	

9.2.3　浆液浓度

各类浆液浓度表示法见表1-9-2。

9.2.4　无机系浆液

9.2.4.1　水泥浆类

（1）纯水泥浆的基本性能见表1-9-3。

各类浆液浓度表示法 表 1-9-2

浆液	溶液型				悬浊液型	
	溶液为固体	溶质为液体	溶质为溶液	水玻璃	水泥浆	水泥粘土浆
浓度表示法及计算公式	$\frac{质量}{体积}=(\%)$	1. 双液注浆用体积比 2. 单液注浆用质量比	1. 主剂为溶液可直接或稀释后使用 2. 助剂为溶液按体积配比	$Be'=145-\frac{145}{d}$	$\rho=\frac{W_w}{W_c}$ 加入之附加剂按占水泥重量百分数计算	$W_c:W_e:W_w$ 加入之附加剂按占水泥重量百分数计算
备注与说明	1. 丙烯酰胺类 2. 纸浆废液、干粉 3. 固体尿醛按此原则配浆	1. 糠醛树脂类用体积比 2. 聚氨脂类、环氧树脂类、甲基丙烯酸甲脂类用质量比	1. 主剂 液体尿醛纸浆废液 2. 助剂 硫酸、盐酸乙二醛、铝酸钠等	Be'—波美度 d—比重 固体水玻璃待煮沸溶解后亦按此法	ρ—水灰比 W_w—水的质量 W_c—水泥质量 实际上也是质量比表示法	W_c—水泥质量 W_e—粘土质量 W_w—水质量

纯水泥浆的基本性能 表 1-9-3

水灰比(质量比)	粘度(s)	密度(g/cm³)	结石率(%)	凝胶时间 初凝 h:min	凝胶时间 终凝 h:min	抗压强度(MPa) 3d	7d	14d	28d	备注
0.5:1	139	1.86	99	7:41	12:36	4.14	6.46	15.3	22	采用500#普通硅酸盐水泥，测定数据为平均值
0.75:1	33	1.62	97	10:47	20:33	2.43	2.6	5.54	11.27	
1:1	18	1.49	85	14:56	24:27	2.0	2.4	2.42	8.9	
1.5:1	17	1.37	67	16:52	34:47	2.04	2.33	1.78	2.22	
2:1	16	1.30	56	17:7	48:15	1.66	2.56	2.1	2.8	

（2）单液水泥浆液基本性能见表1-9-4。

单液水泥浆液基本性能 表 1-9-4

水灰比	附加剂 名称	附加剂 掺量(%)	凝胶时间 初凝(h:min)	凝胶时间 终凝(h:min)	抗压强度(MPa) 1d	3d	7d	28d	备注
1:1	0	0	14:56	24:27	0.8	2.0	5.9	8.9	1. 水泥用500#普通硅酸盐水泥
1:1	水玻璃	3	7:20	14:30	1.0	1.8	5.5	—	2. 附加剂用量为占水泥质量的百分数
1:1	氯化钙	2	7:10	15:04	1.0	1.9	6.1	9.5	3. 氯化钙用量一般为水泥量的5%以下
1:1	氯化钙	3	6:50	8:13	1.1	2.0	6.5	9.8	4. 水玻璃用量一般为水泥量的3%以下
0.4:1	"711"	3	0:1	0:2	15.1	—	30.9	47.8	
0.4:1	"711"	5	0:4	0:5	19.8	—	35.9	47.1	
0.4:1	阳泉一型	2	0:3	0:6	0.6	—	—	34.1	
1:1	三乙醇胺/氯化钠	0.05/0.5	6:45	12:35	2.4	3.9	7.2	14.3	
1:1	三乙醇胺/氯化钠	0.1/1.0	7:23	12:58	2.3	4.6	9.8	15.2	
1:1	三异丙醇胺/氯化钠	0.05/0.5	11:03	18:22	1.4	2.7	7.4	12	
1:1	三异丙醇胺/氯化钠	0.1/1.0	9:36	14:12	1.8	3.5	8.2	13.1	

（3）水泥浆的粘度通常用〈秒〉来表示，而一般液体的粘度却用〈厘泊〉来表示，为对照参考，现将这两种粘度的表示法与水灰比的关系列在表1-9-5中。

水泥浆粘度　　表1-9-5

水灰比	0.6	0.7	0.8	1.0	1.5	2.0	3.0	6.0	10.0
粘度(s)	133.5	44.4	26.5	19.4	16.8	16.33	15.8	15.4	15.25
粘度(cp)	145	31.92	12.14	4.42	2	1.631	1.297	1.151	1.096

（4）水泥浆可注性试验数见表1-9-6。

水泥浆可注性试验数据　　表1-9-6

水灰比	0.6	0.8	1.0	2.0	4.0	6.0	8.0	10.0	12.0
可注入的平均缝宽（mm）	0.53	0.47	0.48	0.43	0.39	0.39	0.38	0.33	0.28

（5）水泥浆液的现场配制见表1-9-7～表1-9-11。

纯水泥浆（无附加剂）现场配制表　　表1-9-7

水灰比	水泥（袋）	水（L）	制成浆量（m^3）	备注
0.5:1	24	600	1.000	每袋水泥50kg
0.6:1	22	600	1.026	水以〈升〉计
0.75:1	19	712	1.029	
1:1	15	750	1.000	
1.25:1	13	812	1.029	
1.5:1	11	825	1.008	
2:1	9	900	1.050	

水泥浆（加3%氯化钙）现场配制表　　表1-9-8

水灰比	水泥（袋）	50%氯化钙溶液（桶）	水（L）	制成浆量（m^3）	备注
0.5:1	25	5	525	1.000	水泥每袋
0.6:1	22	4.5	593	1.026	50kg
0.75:1	19	4	652	1.029	氯化钙溶
1:1	15	3	705	1.000	液每桶15L
1.25:1	13	2.5	774	1.029	
1.5:1	11	2	795	1.008	
2:1	9	2	870	1.050	

水泥浆（加4.5%水玻璃）现场配制表 表 1-9-9

水灰比	水泥（袋）	40Be'水玻璃（桶）	水（L）	制成浆量（m³）	备注
0.5:1	24	2.5	563	1.000	水泥每袋50kg
0.6:1	22	2	630	1.026	水玻璃每桶15L
0.75:1	19	2	682	1.029	水泥浆加入水玻璃
1:1	15	1.5	727	1.000	后有变稠现象影响可
1.25:1	13	1.5	790	1.029	注性
1.5:1	11	1	810	1.003	
2:1	9	1	885	1.005	

水泥浆（加三乙醇胺与氯化钠混合溶液）现场配制表 表 1-9-10

水灰比	水泥（袋）	三乙醇胺与氯化钠混合液（L）	水（L）	制成浆量（m³）	备注
0.5:1	24	30	570	1.000	水泥每袋50kg
0.6:1	22	28	632	1.026	混合液浓度为20%
0.75:1	19	24	688	1.029	氯化钠与2%三乙醇
1:1	15	19	731	1.000	胺
1.25:1	13	16	796	1.029	
1.5:1	11	14	811	1.008	
2:1	9	11	889	1.050	

水泥粘土浆液的配比、用量及性能表 表 1-9-11

水灰比	粘土用量（占水泥的%）	粘度（s）	重度（g/cm³）	凝胶时间 初凝（h:min）	凝胶时间 终凝（h:min）	结石率（%）	抗压强度（MPa） 3d	7d	14d	28d
0.5:1	5	滴流	1.84	2:42	5:52	99	11.85	—	33.2	13.6
0.75:1	5	40	1.65	7:50	13:1	93	4.05	6.96	7.94	7.89
1:1	5	19	1.52	8:30	14:30	87	2.41	5.17	4.28	8.12
1.5:1	5	16.5	1.37	5:11	23:50	66	1.29	3.45	3.24	7.38
2:1	5	15.8	1.28	13:53	51:52	57	1.25	2.58	2.58	7.85
0.5:1	10	不流动	—	2:24	5:29	100	—	—	20.3	—
0.75:1	10	65	1.68	5:15	9:38	99	2.93	6.96	5.12	—
1:1	10	21	1.56	7:24	14:10	91	1.68	4.55	2.88	—
1.5:1	10	17	1.43	8:12	20:25	79	1.56	2.79	3.3	—
2:1	10	16	1.32	9:16	30:24	58	1.25	1.58	2.52	—
0.75:1	15	71	1.70	4:35	8:50	99	0.4	2.4	2.95	—
1:1	15	23	1.62	6:20	14:13	95	1.3	1.56	2.18	—
1.5:1	15	19	1.51	7:45	24:5	80	0.85	0.97	1.4	—
2:1	15	16	1.34	9:50	29:18	60	0.73	1.13	2.24	—

注：1.采用500°普通硅酸盐水泥。2.采用峰峰粘土配成50%浓度粘土浆使用。

9.2.4.2 水泥-水玻璃类浆液

水泥-水玻璃浆液亦称*CS*浆液。*C*代表水泥，*S*代表水玻璃。

水泥-水玻璃浆液是以水泥和水玻璃为主剂，两者按一定的比例配制而成，采用双液方式注入，必要时加入速凝剂或缓凝剂。水泥-水玻璃浆液组成及配方见表1-9-12。

水泥-水玻璃浆液组成及配方　　表 1-9-12

原　料	规格要求	作　用	用量比例	主要性能
水　泥	400#或500#普通或矿渣硅酸盐水泥	主　剂	1	1.凝胶时间可控制在几秒至几十分钟范围内
水玻璃	模数：2.4～3.4 浓度：30～45B_e'	主　剂	0.5～1	2.抗压强度为5～20MPa
氢氧化钙	工业品	速凝剂	0.05～0.2	
磷酸氢二钠	工业品	缓凝剂	0.01～0.03	

水泥-水玻璃类浆液特点：

（1）浆液凝胶时间可准确的控制在几秒至几十分钟范围内。

（2）结石体抗压强度可达10～20MPa。

（3）结石率为100%。

（4）结石体渗透系数为10^{-3}cm/s。

（5）适宜于0.2mm以上裂隙和1mm以上粒径的砂层使用。

（6）材料来源丰富，价格便宜。

（7）对地下水和环境无污染。

表1-9-13为稀释高浓度水玻璃加水量配比关系表。

9.2.5　有机化学浆液材料

目前所采用的化学注浆材料中，除硅酸盐类化学注浆材料是属于无机高分子化合物外，其余均属有机高分子化合物。有机高分子化学注浆材料具有如下特点：

配制1M³低浓度水玻璃的加水量和高浓度水玻璃用量表　　表 1-9-13

原水玻璃浓度Be'		45		50		51		52		53		54		55		56	
原水玻璃比重 d		1.450		1.526		1.543		1.559		1.571		1.593		1.611		1.630	
预制水玻璃浓度 Be'	预制水玻璃比重 d	水 (L)	水玻璃 (L)	水 (L)	水玻璃 (L)	水 (L)	水玻璃 (L)	水 (L)	水玻璃 (L)	水 (L)	水玻璃 (L)	水 (L)	水玻璃 (L)	水 (L)	水玻璃 (L)	水 (L)	水玻璃 (L)
25	1.208	538	462	605	395	617	383	629	371	639	361	650	350	660	340	670	330
30	1.261	420	580	504	496	582	418	534	466	548	452	560	440	572	428	586	414
35	1.318	294	706	395	605	415	585	432	568	449	551	464	536	480	520	495	505
36	1.330	277	723	372	628	392	608	410	590	428	572	443	557	460	540	476	524
37	1.342	240	760	350	650	370	630	389	611	407	593	423	577	440	560	457	543
38	1.355	211	789	325	675	346	654	366	634	385	615	402	598	420	580	437	563
39	1.368	182	818	302	698	322	678	343	657	362	638	379	621	400	600	417	583
40	1.381	153	847	276	724	298	702	319	681	340	660	357	643	379	621	396	604

（1）有良好的可灌性，渗透能力强，凝固时间能控制。

（2）有较高的抗渗性。

（3）结石体有较高的强度，能与岩石和混凝土的强度相适应。

（4）浆液具有良好的稳定性，耐老化。

9.2.5.1　丙烯酰胺类浆液

1. 丙烯酰胺浆液及凝胶体的性能特点

（1）浆液粘度小，为1.2cp，且在凝胶前一直保持不变，具有良好的渗透性。

（2）凝胶时间可以准确地控制在几秒至几十分钟范围内，凝胶是在瞬间发生并完成。

（3）凝胶体抗渗性能好，渗透系数为10^{-5}～10^{-6}cm/s。

（4）凝胶体抗压强度低，约为0.4～0.6MPa。

2. 浆液组成、配方及性能

MG-646化学浆液组成、配方、性能及现场配制实例见表1-9-14和表1-9-15。

MG-646化学浆液组成、配方及主要性能表 表 1-9-14

体系	原料名称	作用	简称	配方重量（%）	主要性能			备注
					粘度	凝胶时间	抗压强度	
甲液	丙烯酰胺	主剂	AAM } MG-646	9.5	1.2cp	十几秒至几十分	0.4～0.6 MPa	甲、乙液等体积注入，配方其余部分为水 MBAM应先用温水溶解后加入AAM
	NN'-亚甲基双丙烯酰胺	交联剂	MBAM } MG-646	0.5				
	β-二甲氨基丙腈	还原剂	DMAPN	0.3～1.2				
	硫酸亚铁	强还原剂	Fe	0～0.16				
	铁氰化钾	缓凝剂	KFe	0～0.05				
乙液	过硫酸铵	氧化剂	AP	0.3～1.2				

MG-646化学浆液现场配制实例 表 1-9-15

甲液（50L）		乙液（50L）	
丙烯酰胺	9.5kg	过硫酸铵	1.2kg
NN'-亚甲基双丙烯酰胺	0.5kg	水	50L
β-二甲氨基丙腈	0.8kg		
水	加至50L		

9.2.5.2 铬木素类浆液

铬木素类浆液由纸浆废液和一定量的固化剂组成。有时加入适量的促进剂，以缩短凝胶时间和提高抗压强度。固化剂主要有重铬酸钠、过硫酸铵等化学药品，促进剂主要有为缩短凝胶时间的三氯化铁和提高抗压强度的铝盐、铜盐等。

浆液组成及配方见表1-9-16～表1-9-19。

纸浆废液-重铬酸钠浆液组成、配方及主要性能 表 1-9-16

体系	原料	作用	分子式	浓度（%）	用量（体积比）	注入方式	凝胶时间	抗压强度（MPa）
甲液	纸浆废液	主剂		20～45	1	双液	几分至几小时	0.4～1.0
乙液	重铬酸钠	固化剂	$Na_2Cr_2O_7$	100	0.1～1			

注：1.甲、乙两液等体积注入。
2.重铬酸钠用量不足部分加入。

纸浆废液-三氯化铁-重铬酸钠浆液组成及性能　表 1-9-17

体系	原料	作用	分子式	浓度（%）	用量（体积比）	注入方式	凝胶时间	抗压强度（MPa）
甲液	纸浆废液	主剂		20～45	1	双液	十几秒至几十分	0.4～1.0
乙液	重铬酸钠	固化剂	$Na_2Cr_2O_7$	100	0.1～0.5			
	三氯化铁	促进剂	$FeCl_3$	100	0.1～0.5			

注：1. 甲、乙两液等体积注入，乙液不足部分加水。
2. $FeCl_3$量增加会降低强度。

纸浆废液-铝盐及铜盐-重铬酸钠浆液组成及性能　表 1-9-18

体系	原料	作用	分子式	浓度（%）	用量（体积比）	注入方式	凝胶时间	抗压强度（MPa）
甲液	纸浆废液	主剂		40～50	1	双液	几分～几十分钟	<2.0
乙液	重铬酸钠	固化剂	$Na_2Cl_2O_7$	100	0.15～0.2			
	硫酸铝	促进剂	$Al_2(SO_4)_3$	50	0.2～0.4			
	硫酸铜	促进剂	$CuSO_4$	20	0.1～0.25			

注：1. 甲、乙液等体积注入，不足部分用水代替。
2. 采用氯化铝、硫酸铜亦可。

铬渣木浆配方　表 1-9-19

序号	原料	配比（100mL）	基本性能
配方Ⅰ	废液（43%）	50	1. 室温14℃时初凝1min25s～41min；终凝1min40s～48min
	铬渣上澄液（g/mL）	25	2. 固砂强度最大为0.65MPa
	三氯化铁（50%）	10～20	3. 粘度为45s
	水	加至100	
配方Ⅱ	废液（40%）	50	1. 室温8.5℃时初凝1min40s～2h30min；终凝2min～3h13min
	酸化铬渣上澄液(g/mL)	30～56	2. 固砂强度最大为0.88MPa
	三氯化铁（50%）	10～20	3. 粘度47s
	水	加至100	

9.2.5.3　聚氨酯类浆液

聚氨酯是一种粘结强度高，可用于钻井护壁，封堵漏水的新型化学注浆材料。聚氨酯类浆液分为非水溶性（简称PM型浆液）和水溶性（简称SPM型浆液）两种。

1. PM型浆液

1）PM型浆液配方

PM-311型和PM-21型浆液配方见表1-9-20和表1-9-21。

2）PM型浆液特点

（1）浆液是非水溶性的，遇水开始反应，因此不易被地下水冲稀或冲失。

（2）浆液遇水反应时发泡膨胀，进行二次渗透，扩散均匀，注浆效果好。

（3）固砂体抗压强度高。

（4）采用单液系统注浆，工艺设备简单。

PM-311浆液配方 表 1-9-20

原料	用量（质量比）	发泡灵用量（占总体系重）	三乙胺用量（占总体系重）
甲苯二异氰酸酯	3	0.1～0.5%	0.1～3.0%
丙二醇聚醚N-204	1		
丙三醇聚醚N-303	1		
邻苯二甲酸二丁酯	1		
丙酮	1		

PM-21 浆液配方 表 1-9-21

原料	用量（质量比）	发泡灵用量（占总体系重）	三乙胺用量（占总体系重）
甲苯二异氰酸酯	2	0.1～0.5%	0.1～3.0%
丙三醇聚醚N-303	1		
邻苯二甲酸二丁酯	0.4		
丙酮	0.4		

（5）浆液受外部的水或水蒸气影响较大，使用、存放应特别注意。

（6）预聚体稳定性差，要密闭保存。

（7）管路、设备需用丙酮、二甲苯等溶剂清洗。

（8）发泡体积受外界压力影响，外压大，发泡体积小；外压小，发泡体积大。

3）制备预聚体的方法

（1）热法

热法是将所需药品按一定比例称量后，放在干燥的搪瓷桶内，边搅拌边加热，待反映开始后，停止加热。因反应放热，需注意温度不得升得过高，一般保持在100℃左右，反应一小时即可。

（2）冷法

冷法是将所需药品按一定比例称量后，放在干燥的塑料桶内，摇匀，将盖盖紧，如温度升高须用冷水冷却，第二天即可使用。

热法适于做大量预聚体，冷法适于做小量（20 L以内）预聚体。

预聚体做成后，在注浆前加入发泡灵和丙酮搅拌均匀，待临注浆时再加入三乙胺。

2. SPM浆液

1）浆液特点及配方

（1）能均匀地分散或溶解在大量水中，凝胶后形成包有大量水的弹性体。

（2）目前凝胶时间还难以随意控制。

（3）注浆工艺问题尚需研究。

浆液配方见表1-9-22。

2）预聚体的制备

聚醚为固体，需先加热熔化，然后与甲苯二异氰酸酯以NCO/OH＝2.0～3.0之比例用料，混合摇匀，在80℃反应4 h即可。

SPM浆液组成、配方及主要性能　　表 1-9-22

原　料	作　用	用　量（质量比）	凝胶时间	抗压强度（MPa）	备　注
甲苯二异氰酸酯聚醚	制成预聚体为主剂	1	<2min可调节	<1.0	SPM与PM的主要区别在于聚醚，SPM中的聚醚以环氧乙烷为开始剂，分子量控制在3000～4000
邻苯二甲酸二丁酯	溶　剂	0.15～0.5			
丙酮	溶　剂	0.5～1			
2.4-二氨基甲苯	催化剂	适　量			
水	反应剂兼溶剂	5～10			

9.2.5.4　糠醛树脂类浆液

糠醛是非水溶性油状液体，略有刺激性气味，用酸性催化剂固化，对设备有腐蚀性，对人体不安全，糠醛与吐温（山梨醇酐油酸脂聚氧化乙烯）作用形成稳定的乳浊液，浆液粘度低，可灌性好，在酸性催化剂作用下与脲素反应，生成树脂状固体。糠醛树脂浆液的组成、配方、主要性能和现场配制实例见表1-9-23和表1-9-24。

糠醛树脂浆液组成、配方及主要性能　　表 1-9-23

原　料	状　态	浓　度（%）	用　量（体积比）	粘　度（cp）	凝胶时间	抗压强度（MPa）
糠　醛	浅黄色油状液体	100	15～35%	<2	几十秒至几十分	1～6
脲　素	白色晶体	50 水溶液	45～55%			
硫　酸	无色透明液体	20 水溶液	2～15%			

糠醛树脂浆液现场配制实例　　表 1-9-24

糠醛：脲素（摩尔比）	甲液 糠醛（L）	甲液 50%脲素（L）	甲液 吐温-80（占总体积）	甲液 水（L）	乙液 50%脲素（L）	乙液 20%硫酸（L）	乙液 水（L）	凝胶时间 min:s	抗压强度（MPa） 1d	3d	7d	28d
1:1	35	15	1～2%	0	35	15	—	0:47	7.49	6.89	7.51	6.21
0.9:1	31	19		0	31	15	4	0:47	5.62	6.02	5.54	6.57
0.8:1	27	23		0	27	15	8	0:43	3.83	3.64	4.03	4.53
0.7:1	22	28		0	22	15	13	0:44	3.14	1.58	2.86	3.18
0.6:1	18	32		0	18	15	17	0:46	1.82	0.93	1.82	0.5

9.2.5.5　常用糊缝粘结材料

在注浆前对渗漏水缝必须进行糊堵，以便获得理想的注浆效果。

常用糊缝粘结材料的配制见表1-9-25、1-9-26和表1-9-28。

塑胶泥的配制及主要性能 表 1-9-25

原料	规格要求	操作方法	硬化时间 (min)	一天强度 (MPa)		
				抗压	抗拉	粘结力
水泥 水玻璃	500#普通硅酸盐水泥 模数：2.6～2.7浓度>50Be'	人工搅拌 调成泥状	3～5	28.2	1.7	1.32

石膏-水泥配方表 表 1-9-26

名称	比例	备注
500#普通硅酸盐水泥	100	初凝时间为3～5min
石膏粉	100	
水	80	

环氧沥青水泥砂浆的配制及主要性能 表 1-9-27

原料	规格	配比 (质量比)	主要性能	操作方法
环氧树脂	6101	100	硬化时间	先将环氧树脂与沥青加热至70～80℃，搅拌均匀，待温度降至40℃时加入邻苯二甲酸二丁酯和乙二胺，搅拌均匀，最后加入水泥和砂子，再搅拌均匀即可
煤沥青	软化点35～40℃	15	0.5～1.0h	
邻苯二甲酸二丁酯		10～15	抗压强度	
乙二胺		7～12	30～40MPa	
水泥砂 (1:3)		300～400		

各种浆液材料适用范围 表 1-9-28

类别	浆液名称	砾石			砂粒			粉粒	粘粒
		大	中	小	粗	中	细		
无机系	单液水泥类								
	水泥粘土类								
	水泥—水玻璃类								
	水玻璃类								
有机系	丙烯酰胺类								
	铬木素类								
	脲醛树脂类								
	聚氨酯类								
	糠醛树脂类								
粒径 (mm)		10	4	2	0.5	0.25	0.05	0.005	
渗透系数 (cm/s)			10^{-1}	10^{-2}		10^{-3}	10^{-4}	10^{-6}	

9.2.6 注浆材料的选择

注浆材料的选择和成分、性能等见表1-9-28～表1-9-31。

按地质条件及施工目的选择注浆材料参考表　　表 1-9-29

地质条件			堵水	加固	充填	防渗	备注
岩层	裂隙		单液水泥浆 水泥-水玻璃浆	—			细小裂隙用化学浆
	孔隙		MG-646铬木素				
松散砂层			MG-646、水玻璃、铬木素、聚氨酯、糠醛树脂		—	MG-646	砾石、卵石层可用水泥浆
特殊地层			（骨料）+单液水泥浆 （骨料）+水泥-水玻璃浆 （骨料）+水泥粘土浆			—	根据地层内有无充填物及空洞大小选择骨料
混凝土结构物	壁内		MG-646、铬木素、聚氨酯、水泥-水玻璃浆		—	MG-646	大裂缝用水泥浆小裂缝用化学浆
	壁后	砂层	MG-646、铬木素、聚氨酯、糠醛树脂		—		
		岩石层	单液水泥浆、水泥-水玻璃浆				充填注浆可掺加粘土、护渣等

岩石裂隙中注浆材料及浓度选择参考表　　表 1-9-30

项目	裂隙含水岩层中注浆孔涌水量（L/min）						破碎岩层中冲洗液漏失量(L/min)		
	<50	50～100	100～200	200～500	500～1000	>1000	<50	50～80	80～100
浆液类型	单液水泥浆	单液水泥浆	单液水泥浆	水泥-水玻璃浆液	水泥-水玻璃浆液	水泥-水玻璃浆液	单液水泥浆	单液水泥浆	水泥-水玻璃浆液
浆液起始浓度(水灰比)	1.5:1～1:1	1:1～0.8:1	0.8:1～0.6:1	1:1～0.8:1	0.8:1～0.6:1	0.6:1	1:1～0.8:1	1:1～0.8:1	1:1～0.8:1
水泥外加剂用量（%）	氯化钙3～5%或水玻璃3～5%或三乙醇胺0.05%及食盐0.5%						氯化钙3～5%或水玻璃3～5%或三乙醇胺0.05%及食盐		
水玻璃浓度(Be′)				35～40	35	30～35			35～40
水泥浆与水玻璃体积比				1:1～1:0.8	1:0.8～1:0.6	1:0.6～1:0.3			1:0.5
凝固时间(min)	300～480			2～3	1～2	<1	600	300～400	2～3

注：1. 水灰比为质量比，外加剂用量为占水泥质量的百分数。
2. 破碎岩层无水时，采用水泥浆掺入外加剂的浆液较适宜，水灰比多为0.8:1～0.6:1。
3. 浆液浓度为起始浓度，可在注浆过程中根据实际情况改变。

各种注浆材料的基本成分、性能、适应范围综合参考表 表 1-9-31

浆液名称	粘度	注入最小粒径（mm）	渗透系数（cm/s）	凝胶时间	抗压强度（MPa）	注入方式	扩散半径（mm）	适用范围	主要成分	材料来源
单液水泥浆	15～140（s）	1	10^{-1}～10^{-3}	6～15 h	10～25	单液	200～300	基岩裂隙地面预注浆或工作面预注浆、壁后充填加固	水泥、其他附加剂	易
水泥水玻璃	15～140（s）	1	10^{-2}～10^{-3}	十几秒～几十分	5～20	双液	200～300	基岩裂隙地面预注浆和工作面预注浆、壁后注浆、堵特大涌水等	水泥、水玻璃	易
水玻璃类	3～4（cp）	0.1	10^{-2}	瞬间～几十分	<3	双液	300～400	地基加固、冲积层注浆	水玻璃、其他外加剂	易
铬木素类	3～4（cp）	0.03	10^{-4}～10^{-5}	十几秒～几十分	0.4～2	单或双液	300～400	冲积层注浆壁内或壁后注浆	亚硫酸盐纸浆废液、重铬酸钠、过硫酸铵、其他	较易
丙烯酰胺	1.2（cp）	0.01	10^{-6}～10^{-9}	十几秒～几十分	0.4～0.6	双液	500～600	冲积层堵水防渗、壁内壁后注浆	丙烯酰胺、过硫酸铵、NN'-亚甲基双丙烯酰胺、β-二甲氨基丙腈	难
PM型浆液	十几～几百（cp）	0.03	10^{-4}～10^{-5}	同上	6～10	单液	400～500	冲积层或裂隙中堵水加固	甲苯二异氰酸酯、聚醚树脂、溶剂催化剂、表面活性剂等	难
树脂醛类	<2 cp	0.01	10^{-4}～10^{-8}	同上	1～6	双液	500～600	冲积层或小裂隙、堵水加固	糠醛树脂、脲素、硫酸等	较易
聚醛树脂	5～6 cp	0.06	10^{-5}～10^{-4}	同上	2～8	单或双液	300～400	冲积层注浆、钻孔堵漏	脲醛树脂或脲素甲醛、酸或酸性盐	较难

9.3 注 浆 工 艺

9.3.1 注浆工艺基本流程

图1-9-1表明以水泥-水玻璃双液浆为例的注浆工艺流程图。

9.3.2 注 浆 方 法

注浆方法按注浆的连续性可分连续注浆、间歇注浆；按一次注浆的孔数可分为单孔

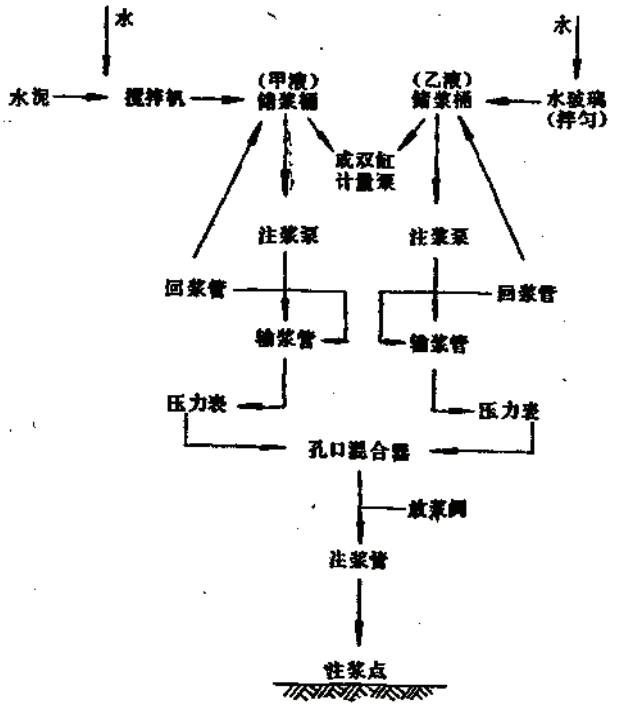


图 1-9-1　注浆工艺流程图

注浆、多孔注浆；按地下水的运流条件可分静水注浆、动水注浆；按浆液在管路中的运行方式分纯压式注浆和循环式注浆；按每个注浆段的注浆顺序可分下行式注浆和上行式注浆。

9.3.2.1　纯压式注浆和循环式注浆

1. 纯压式注浆

纯压式注浆的浆液由注浆泵通过注浆管直接压入注浆段的岩溶裂隙中，不设回浆装置，浆量变化由泵体的调速装置完成。此法缺点是在注浆泵由高速调低速时浆液容易沉淀，导致吸浆管受堵。

纯压式注浆布置见示意图1-9-2。

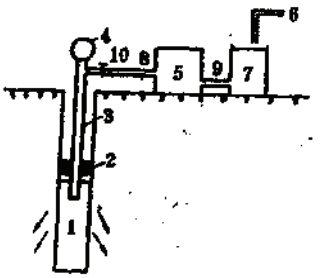


图 1-9-2　纯压式注浆布置示意图

1—注浆段；2—止浆塞；3—注浆管；4—压力表；5—注浆泵；6—供水管；7—浆液搅拌机；8—进浆管；9—吸浆管；10—阀门

2. 循环式注浆

循环式注浆有输浆回路，可减少浆液流失，适于浅层、低压注浆。

循环式注浆布置见图1-9-3。

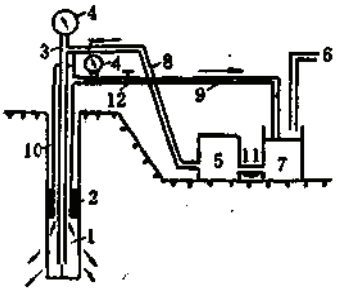


图 1-9-3 循环式注浆布置示意图

1—注浆段；2—止浆塞；3—进浆管；4—压力表；5—注浆泵；6—供水管；7—浆液搅拌机；8—输浆管；9—回浆管；10—孔内回浆外管；11—吸浆管；12—阀门

9.3.2.2 下行式注浆和上行式注浆

1. 下行式注浆

下行式注浆止浆容易，可减少返浆埋钻现象，在防渗帷幕工程中宜采用。其缺点是重复钻孔工程量大，因而工期长，成本高。

下行式注浆程序见图1-9-4。

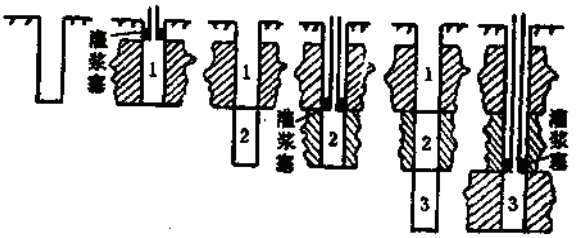


图 1-9-4 下行式注浆程序示意图

1、2、3—注浆先后顺序的段号

2. 上行式注浆

上行式注浆止浆困难，容易发生返浆埋钻现象，虽然重复钻探工程量小，但由于埋钻处理占用时间，工期受到影响，多用于浅部注浆工程。其注浆程序如图1-9-5所示。

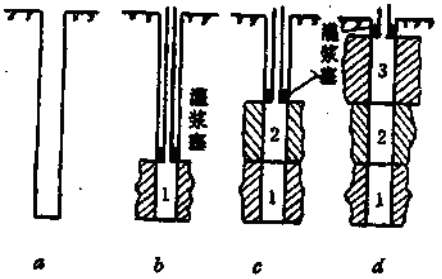


图 1-9-5 上行式注浆程序示意图

a—钻孔；b—第一段灌浆；c—第二段灌浆；d—第三段灌浆

1、2、3—注浆先后顺序的段号

9.3.3 注浆孔的钻进

井筒帷幕注浆钻孔一般都是钻直孔，开孔直径为 D127～146mm，终孔直径为 D91～110mm，下充填料的钻孔可适当增大，钻孔机具见9.4节。

岩层钻进的技术要求见表1-9-32。

垂直孔终孔偏距应小于孔距的$\frac{1}{2}$。当钻进时发现孔斜应及时处理纠偏，纠偏的具体

岩屋钻进的技术要求　　表 1-9-32

项　目	要　求						
钻　头	竖井预注浆，在岩层内钻注浆孔多采用镶钨钴硬质合金筒状钻头，开孔常用钻头规格为D152mm（基岩下套管部分），注浆孔备用孔径为D130mm，注浆孔正常孔径为D110mm，最小为D91mm为了便于下止浆塞，合金外出刃一般加大1.2～2.0mm						
冲洗液	注浆孔钻进采用清水作冲洗液，当钻进遇到松软地层时，可采用稀泥浆钻进						
清理孔底岩粉	每次注浆前要查明孔底有无岩粉沉淀，一般残留岩粉不得超过1m，否则应进行处理，严防漏掉注浆段						
取　芯	注浆孔钻进，要求全部取芯，岩芯采取率为80～90%，回次进尺为2m左右，一次钻进不得超过岩芯管长的2/3						
钻头压力	为保证钻孔垂直，钻进压力一般为400～600kg，钻进时要安装测力装置						
钻　速	为保证注浆孔的完整性，应采用慢速钻进						
注浆孔垂直度	注浆深度（m）	小于200	200～300	300～400	400～500	500～600	600～700
	允许偏斜率（%）	0.5	0.5～0.6	0.6～0.65	0.65～0.7	0.7～0.75	0.8
	1. 全部注浆孔在井筒周围各水平的落点，应力求保持均匀 2. 如果相邻的两个钻孔，其偏斜方位相反，若落点间距超过浆液的有效扩散半径所控制的范围，必须打补充注浆孔						

作法是：

（1）在注浆孔偏斜位置上部的直孔段设止浆塞，注浆封堵孔斜段；

（2）封堵材料可用500号水泥，加三乙醇胺复合附加剂，水灰比为(0.75～0.6)：1；

（3）封堵孔斜段与正常注浆方法相同，压力达终压后应持续20min，以提高封堵质量，当不能达到终压时要增长养护期；

（4）一般经48小时养护后，用轻压、慢转扫斜，钻出的新孔偏斜及方位角均符合要求时，方许转入正常钻进；

（5）如果一次处理无效果，需按上述方法重新处理，直至符合要求，方可恢复正常钻进。

9.3.4 压水试验

在正式注浆之前要作压水试验。即用注浆泵压入清水。通过压水了解注浆钻孔的含水性、透水性，据此进行注浆分段。同时，压入的清水可冲洗岩石裂隙中的泥浆及填物，提高浆液结石体与岩石裂隙面的粘结强度及抗渗能力。利用压水结果作为确定注浆参数（如浆液的初始浓度、压力和流量等）并估算浆液耗量的依据。

简单的压水试验，通常是采用$10m^3/h$、$20m^3/h$、$30m^3/h$三个流量级灌注，稳定时间应大于30min。

根据压水试验结果，求算出注浆段的单位吸水量g和单位吸水率q，供确定注浆参数时用。其计算公式如下：

$$g=\frac{Q}{s} \tag{1-9-1}$$

$$q=\frac{Q}{SL}=\frac{g}{L} \tag{1-9-2}$$

式中 g——注浆段单位吸水量，L/s·m；

Q——注水量，L/s；

s——钻孔水位升高值，m；

q——注浆段单位吸水率，L/s·m²；

L——注浆段长度，m。

9.3.5 造 浆

大型注浆工程应设专门的注浆站，以保证浆液的输送和灌注的连续性。注浆站位置应靠近注浆点，使输浆管路最短、弯头最少，其面积大小主要与设备型号、数量、注浆材料有关。单液浆注浆站见图1-9-6，双液浆注浆站见图1-9-1。

9.3.6 止 浆

止浆是注浆工艺的重要组成部分。止浆的效果与止浆塞的种类、设置地点、注浆压力等因素有密切关系。

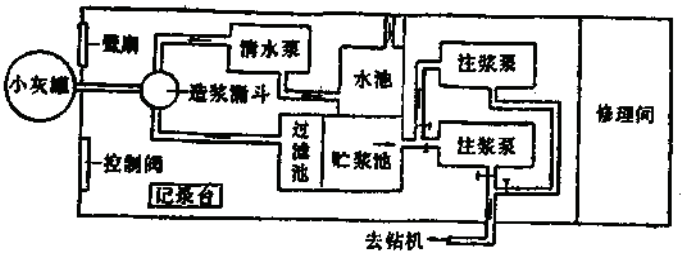


图 1-9-6 单液浆注浆站流程图

止浆塞应设在孔壁围岩稳定、岩芯完整、无纵向（70°～90°）裂隙和孔形规则的地方，而且要在两个注浆段保持3～5m的重叠长度，防止浆液沿纵向裂隙上窜或返浆。

止浆塞分为机械式和水力膨胀式两类。

机械式止浆塞是靠机械压力使密封件橡胶塞产生横向膨胀，使其与孔壁挤紧。

对橡胶塞的性能要求是：

（1）天然胶含量不低于70%，保证胶塞有良好的恢复变形性能；

（2）抗张强度不低于20MPa，永久变形不大于10%，伸长率不小于40%；

（3）在10%的氢氧化钠溶液中浸泡24h，膨胀率不大于5%；

（4）耐磨性好，硬度高，邵氏硬度为70～75。

几种常用止浆塞结构见图1-9-7～图1-9-10。表1-9-33为各种止浆塞技术性及适用条件。

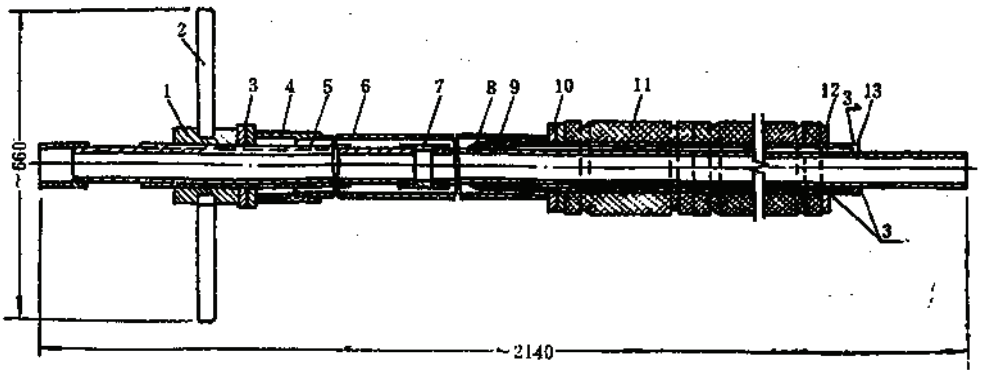
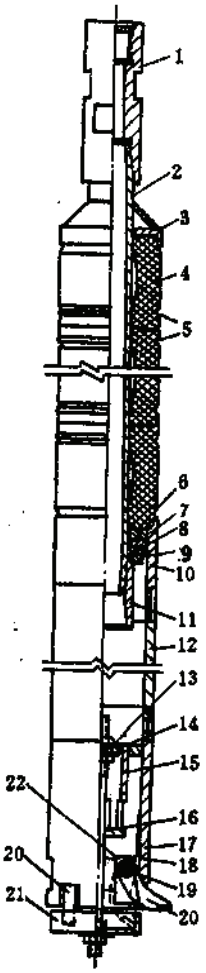


图 1-9-7　浅孔双管止浆塞结构图

1—圆形螺母；2—手柄；3—垫圈；4—管箍；5—梯形螺纹管；6—带螺纹钢管；7—管接头；8—注浆管；9—芯管；10—垫圈；11—胶塞；12—托盘；13—管堵



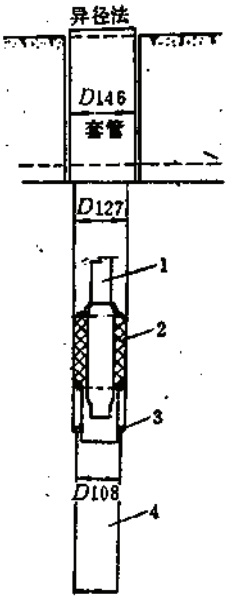


图 1-9-9　异径式止浆塞结构图

1—D50注浆管；2—止浆胶塞；3—异径卡环；4—注浆段

图 1-9-8　三爪式止浆塞结构图

1—锁接头；2—芯管；3—上托盘；4—胶塞；5—铅丝；6—限位卡环；7—卡环；8—胶垫；9—卡环；10—下托盘接头；11—厚垫接头；12—中部套管；13—垫圈；14—胶垫活塞；15—活塞筒；16—连杆；17—三爪头；18—弹簧；19—三爪轴销；20—三爪块；21—三爪收拢座；22—支块

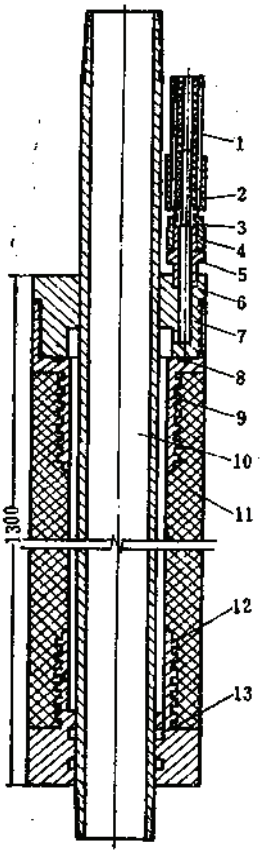


图 1-9-10 膨胀式止浆塞结构图

1—直径D8mm钢编胶管；
2—接头外套；
3—接头芯子；
4—螺母；
5—中间接头；
6—O形密封圈；
7—托盘；
8—O形密封圈；
9—胶筒上芯头；
10—中心管；
11—胶筒；
12—胶筒下芯头；
13—O形密封圈

各种止浆塞技术特性及适用条件表 表 1-9-33

特征	机械式				水力膨胀式	
	单管三爪式	单管异径式	孔内双管式	小型双管式	单管止浆塞	双管止浆塞
胶塞直径（mm）	90,110,120,130	90,110,120,130	110,120,130	45,75,90,110	110,120,130	110,120,130
胶塞长度（mm）	150～200	150～200	200	150～200	1000	1000
最大压力（MPa）	6～10	6～10	6	3	10	6～8
胶塞数量（个）	2～4	2～4	2～4	1～3	1	1
适用条件及特点	1.分段上行或下行式注浆 2.套管内或较硬岩石，且孔壁完整的裸孔内止浆 3.三爪张开最大直径D 150mm 4.孔深小于500m	1.较坚硬岩石且孔壁完整的裸孔 2.下行式注浆 3.变径台阶设在硬岩位置，且必受力点	1.分段上行或下行式注浆 2.套管内或较硬岩石，且孔壁完整的裸孔 3.孔深小于200m 4.止浆塞与混合器组装成一体 5.处理特大涌水	1.井筒或巷道工作面预注浆 2.套管内或较硬岩石，且孔壁完整的裸孔 3.井筒壁后注浆	1.分段上行或下行式连续注浆 2.套管内或较硬岩石，且孔壁完整的裸孔	1.分段上行或下行式连续注浆 2.套管内或较硬岩石，且孔壁完整的裸孔 3.孔深小于200m 4.同时下入钻孔两趟管路

9.3.7 注浆结束标准

注浆结束时应达到下列标准：

（1）注浆终压与终量。在正常条件下，每次注浆中，注浆压力由小逐渐增大，注浆量则由大到小，当注浆压力达到设计的终压时，单液注浆终量为50～60L/min，双液注浆终量为100～120L/min，稳定20～30min即可结束注浆。

当大裂隙岩层注浆，经过浆液浓度变换，仍达不到终压与终量的标准，但又接近设计的注入量时，应暂时停住，待养护24小时后复注，直到符合上述结束标准为止。

（2）对于较弱岩层或松散充填物较多的岩溶含水层，在第一次达到上述标准后，经过水力压裂检查、重新注浆，再达到以上标准，才能结束注浆。

（3）注浆后的岩层渗透系数应有明显地下降，一般$K<0.8m/d$～$0.01m/d$。

（4）注浆后期，钻孔最终单位吸浆量已小于设计允许的最小单位吸浆量，一般应小于$0.0002L/s\cdot m^2$。

（5）注浆后井筒掘进段的最大涌水量一般应小于$10m^3/h$。

（6）岩芯裂隙被浆液充填饱满，具有一定强度，且达到设计的有效扩散半径。

9.3.8 注浆质量检查

9.3.8.1 钻孔取芯检查

利用钻孔取岩芯，检查岩芯裂隙产状、宽度及被浆液的充填程度，据此对注浆质量进行分析评价。取芯可以利用帷幕线上的注浆钻孔，但此孔应在先注浆钻孔的浆液有效扩散范围之内。专门质量检查孔要离开帷幕中心3～5m的距离。此种检验方法，我国冶金、煤炭、水利部门均已广泛采用。

9.3.8.2 大口径检查孔检查

大口径检查孔检查是在帷幕中心打一个0.8～1.0m直径的大钻孔，直接观察注浆效果。此法适用于浅层帷幕，我国水利部门经常采用。

9.3.8.3 专门巷道检查

在幕内打一与帷幕走向方向平行的巷道，在巷道内检查注浆质量。

9.3.8.4 仪器测试法

（1）利用超声波测试仪量测岩体在注浆前后的动弹性模量，水利部门常用该法测试大坝注浆质量。

（2）利用地震仪测试注浆前后岩石的动弹性模量，据此对注浆质量进行分析鉴定，一般情况，注浆后的动弹性模量较注浆前要有所增加，其增长速率随岩石的破碎程度而变化，越破碎，增长的越大。

（3）利用声波仪测试注浆前后声波在不同介质中的传播速度，据此对注浆质量进行分析。一般完整的岩体要较破碎的岩体声波波速要高。兖州东滩矿西风井地面预注浆工程曾用DSC-1型冻结壁声波测厚仪对注浆质量进行测定，获得较好效果。

（4）利用钻孔摄影仪，拍摄钻孔孔壁岩石裂隙的大小、方向和发育程度，对比注浆前后的孔壁图象，即可判断注浆质量。

9.4 注 浆 设 备

9.4.1 注 浆 泵

9.4.1.1 YSB-250/120型液力调速注浆泵技术特性

YSB-250/120型液力调速注浆泵技术特性见表1-9-34。

YSB-250/120型液力调速注浆泵技术特性 表 1-9-34

最大工作压力	12MPa	蜗轮、蜗杆传动比	13.66
最大排量	250L/min	电动机型号	BJO_2-92-4型
缸套直径	80mm	电动机功率	75kW
活塞行程	150mm	电动机转数	1480r/min
缸　数	2个	外形尺寸	3900×800×1600mm
吸水管直径	75mm	重量（包括自动补偿器）	3100kg
排出管直径	45mm		

技术特点：

（1）当压力稳定时可无极变速调量和调压，而流量自动降低。

（2）泵的工作机构采用往复式泵型式，能承受较高压力。

（3）泵缸采用双缸双作用式，能输送较大流量浆液。

（4）原动机采用防爆电机，易损件可原地更换，因而被广泛采用。

9.4.1.2 其他常用注浆泵

（1）双液注浆专用的2MJ-3/40型隔膜计量泵见表1-9-35。

2MJ-3/40型隔膜计量泵技术特征 表 1-9-35

最大工作压力	4MPa
最大排量	50L/min
柱塞直径	75mm（共2个）
柱塞最大行程	45mm
柱塞往复次数	144次/分钟
进出管直径	30mm
计量精度	±2%
电动机型号、功率	AJO_2-51-4　7.5kW
外形尺寸	1130×1000×1050mm
重　量	1000kg

（2）HFV型注浆泵技术特性见表1-9-36。

（3）TBW、BW 型各类代用泵见表 1-9-37。

（4）注浆罐适用于注浆压力要求不高、一些特殊条件下的水泥注浆或化学注浆工程。注浆罐的有效容积根据不同要求有2L、10L、50L、100L、200L 等，其使用方式有单罐定量注入（间断注入）和双罐轮流注入两种。

采用PM化学注浆罐注浆时系统布置见图1-9-11。

HFV 型注浆泵技术特性 表 1-9-36

机体	项目	HFV-2A	HFV-2B	HFV-2AB	HFV-2D	HFV-2C	HFV-2F
泵体	压力 (MPa)	0.5～6	0.5～12	0.5～11.8	5～20	3～13	3
	排量 (L/min)	0～100	0～45	0～71	20～100	0～200	120
	活塞直径 (mm)	65	57	57	75	100	120
	冲程数 (r/min)	0～30	0～20	0～26	23～45	0～27	15
	行程 (mm)	300	300	300	300	300	200
	排浆管径 (mm)	32A	32A	32A	25A	40A	30A
	吸入管径 (mm)	40A	40A	40A	40A	65A	40A
	油缸直径 (mm)	65	74	74	75	80	120
	长 (mm)	2000	2000	2000	2200	2200	1550
	宽 (mm)	550	550	620	850	900	600
	高 (mm)	920	920	1000	1100	1100	700
	重量 (kg)	290	290	400	1100	1045	350
电机	功率 (kW)	11	11	15	15	22	20
	转数 (r/min)	1000	1000	1000	1500	950	1450
	油箱容积 (L)	185	185	250	170	360	150
	长 (mm)	1400	1400	1530	1600	2200	1250
	宽 (mm)	770	770	900	750	1100	730
	高 (mm)	920	920	1000	1000	1100	125
	重量 (kg)	700	700	910	790	1470	500

TBW、BW型各类代用泵技术特征 表 1-9-37

项目	TBW-250/40	BW-250/50	TBW-50/15	2DN-25/80	CB_6-540	9MFP	电动水泥泵	HP-013	100/20型隔膜泵
最大压力 (MPa)	4	5	1.5	8	3.5～5	6 10 16	17.8 22.1 30	1.5	2
最大排量 (L/min)	250	250 150	50	420	180～540	612 366 219	255 206 152	50	100
缸套直径 (mm)	89	75	60	85	115 100 90	127 100 80	127 115 100		110
活塞行程 (mm)	150			140	150		250		
往复次数 (次/分)	70	250；150		170	50；90	55；90			110
电机功率 (kW)	24	20	2.2	70	40	75	115	7	7
长 (mm)	2170	1100	1054	2150	1940	2630	2389	1580	
宽 (mm)	820	810	353	2075	950	1040	945	798	
高 (mm)	1770	680	646	950	1390	1630	1895	1070	
重量 (kg)	1120	400	192	4270	1200	2760	2775	520	

续表

项 目	TBW-250/40	BW-250/50	TBW-50/15	2DN-25/80	CB_5-540	9MTP	电动水泥泵	HP-013	100/20型隔膜泵
生产厂	石家庄煤矿机械厂	衡阳探矿机械厂	石家庄煤矿机械厂	本溪水泵厂	上海力生机械厂	苏联	兰州通用机械厂	济南风动机械厂	吉林水工机械厂

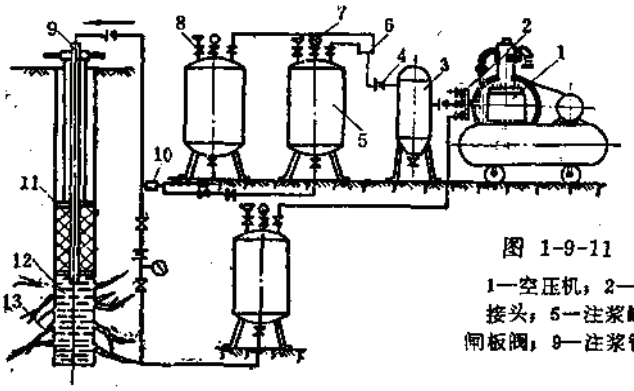


图 1-9-11 PM 化学注浆罐注浆系统布置图

1—空压机；2—四通管接头；3—气水分离器；4—活接头；5—注浆罐；6—三通管接头；7—压力表；8—闸板阀；9—注浆管；10—单向阀；11—止浆塞；12—注浆孔；13—岩石裂隙

9.4.2 钻 孔 机 械

钻孔机械及其适用条件见表 1-9-38，钻机的技术规格、钻塔的技术特性等见表 1-9-39～表1-9-41。

钻孔机械及其适用条件 表 1-9-38

类别	名称	型号及规格	适用条件
凿岩机	气腿式凿岩机 湿式气腿凿岩机 电动凿岩机 气腿式凿岩机 重型导轨式凿岩机	7655型 YT24型 YDX-40型 YSP-45型 YG-80型	井筒或巷道壁内、壁后以及工作面注浆
钻探设备	钻机	TXU-1200A型 XB-1000A型 TXB-1000A型 红旗-700型 XU-650A型 XB-500型	用于地面预注浆
	钻机	IXU-75型 XJ100-1型 KD-100型 红旗-150型 TAS-3（日本） OE-ZL（日本） FRA（英国）	用于工作面预注浆
	钻铤	直径D68mm，壁厚20mm 直径D83mm，壁厚25mm	用于防偏

地面常用钻机及其主要技术规格一览表 表 1-9-39

钻机型号	钻进深度（m）	给进方式	开孔直径（mm）	终孔直径（mm）	钻杆直径（mm）	钻孔倾斜角度	钻机重量（kg）	外型尺寸 长×宽×高（mm）	主要用途	动力机 电动机	动力机 柴油机	配套泥浆泵	生产厂
TXB-100型钻机	1000	主动	146	56	50.6	90°±45°	2485	1703×1651×1280	地质孔、水文孔	$JO_2$82-4 55kW	4135T型 58kW	TBW250/40	石家庄煤矿机械厂
1500m油压钻机	1500	油压	168	91	60.5		6000		勘探孔	$JO_2$82-4 55kW	同上	同上	同上
红旗-700型钻机	700	油压	146	73	50.6	90°±45°		3200×1350×1500	地质孔、水文孔	$JO_2$91-4 55kW	同上	同上	同上
中型钻机	500	油压	150	73	50 68		1300	2450×1020×1240	地质孔、水文孔	$JO_2$72-4 30kW	4115TD 40kW	BW250/50	郑州煤矿机械厂
MZ-300型油压钻机	300	油压	146	76	42 50	0 360°	1100	2250×900×1350	水文、水井及其他工程孔	$JO_2$62-4 17kW	2105Ⅰ型 147kW		
SPJ-300型A水文水井钻机	300	主动	500				2300	7700×5300×1350	普查、物探及抽放瓦斯孔	$JO_2$81-4 40kW	4115L_1型 47kW	BW600/80	上海探矿机械厂
XJ-100型钻机	100	手把	110	75	42	90° 75°	720	1790×810×1110	物探、地质、水文、工程孔	$JO_2$51-4 40kW	1105型 7.3kW	60/15	北京
DPP-100型汽车钻机	70 100	主动	150～200				6500（包括汽车）	9000×2250×3400	同上			TBW200/40	镇江 北京
SH-30型工程钻机	30	主动冲击	142	110	42		460	1780×1010×900	工程地质勘探	$JO_2$51-2 4.5kW	汽油机 7.3kW		
WT-2型物探钻机	30	主动	114				310	1350×960×1260	物探	13.4kW 汽油机	汽油机 7.3kW	100/10	无锡探矿机械厂
取样钻机	10	手把	46～58.5		24		18	380×400×600	钻孔取样工程地质	1.98～2.9 kW 地质汽油机	1.98～2.9 kW 地质汽油机	10/10	天津探矿机械厂

套管、岩心管、钻头配套参考表（mm） 表 1-9-40

套管			岩心管			套管、岩心管内接头			钻头					
									合金钻头			钢粒钻头		
外径	内径	壁厚	外径	内径	壁厚	外径	内径	壁厚	外径	内径	壁厚	外径	内径	壁厚
168	154	7.0	146	137	4.5	150	135.5	5.25	150	135	7.5	150	130	10
146	127	4.5	127	118	4.5	130	116.5	5.25	130	116	7.0	130	110	10
127	118	4.5	108	99.5	4.25	110	97.5	5.25	110	96	7.0	110	90	10
108	99.5	4.25	89	81	4.0	91	78.5	5.25	91	77	7.0	91	73	9
			89	76	6.5	91	76	7.5	91	75.5	7.75	91	73	9
89	81	4.0	73	65.5	3.75	75	62.5	5.25	75	61	7.0	75	57	9
73	65.5	3.75	57	49.5	3.75	58	46.5	5.25	58.5	45.5	6.5			

常用钻塔的技术特性 表 1-9-41

塔型	塔高（m）	材质	用于钻孔深度（m）	顶宽（m）	底宽（m）	提升钻杆根数与长度（m）	有效负荷（t）	自重（t）	工作台高度（m）	生产厂
直塔	12.5	角钢	350	1.4×1.4	4.5×4.5	2×4.5	6	3.0	8.5	
	17	角钢	650、700、1000	1.5×1.5	5×5	3×4.5	9	4.5	13.2	石家庄
	18	角钢	1000～1200	1.5×1.5	5.45×5.45	3×4.5	16	5.0	13.5	
	18	钢管	600	1.4×1.4	5×5	3×4.5	10	2.3	13.5	天津、张家口
	22	角钢	1000～1200	1.6×1.6	6.15×6.15	4×4.5	17	5.92	17.6	石家庄
	23	钢管	1000	1.1×1.1	5×5	4×4.5	15	2.92	18.5	张家口
斜塔	12		350	1.5×1.5	4.5×7.6	2×4.5	6	3.7	9	
	13		300	0.98×0.65	4.3×3.7	2×4.5	8	2.25	9.5	天津
	16		650	1.4×1.4	4.8×7.6	3×4.0	9	3.4	13	天津、石家庄

注：未标产地的都是各省市自行设计制造的。

9.4.3 搅拌机

几种常用的浆液搅拌机见图1-9-12～图1-9-16，表1-9-42为各种搅拌机特性及适用条件。

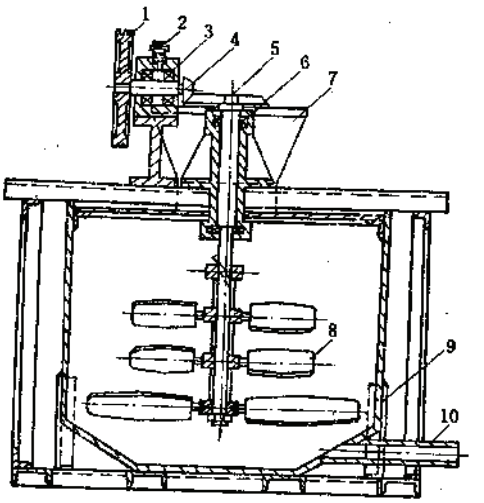


图 1-9-12 立式水泥搅拌机结构图

1—皮带轮；2—油杯；3—轴伞齿轮轴承；4—伞齿轮对；5—搅拌轴；6—搅拌轴轴承；7—进料口；8—叶轮；9—搅拌筒；10—排浆管

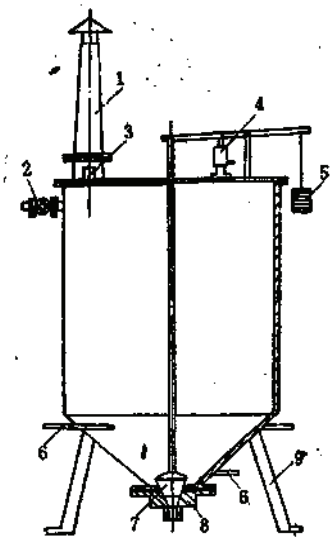


图 1-9-13　风动搅拌机结构图

1—烟筒；2—进水闸阀；3—进灰管；4—气顶；5—重锤；6—搅拌风管；7—放浆阀；8—阀体；9—支架腿

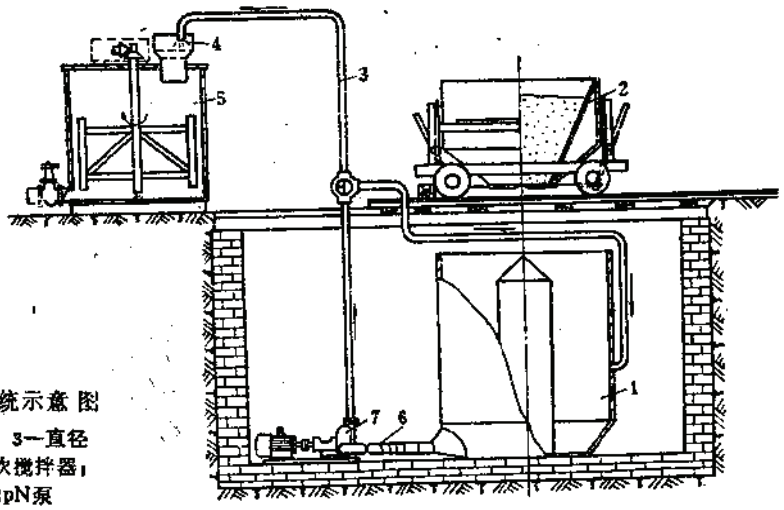


图 1-9-14　旋流式造浆机系统示意图

1—旋流式搅拌筒；2—卸灰车；3—直径D50mm铁管；4—格筛；5—二次搅拌器；6—直径D75mm铁管；7—2pN泵

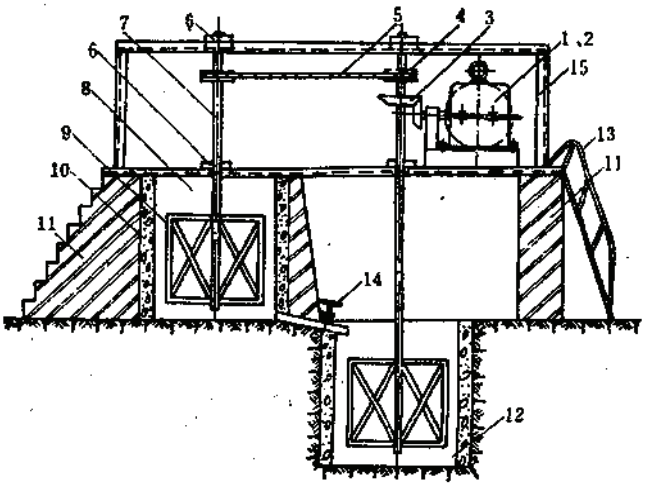


图 1-9-15　1 m³搅拌池示意图

1—电机；2—11型摆子减速器；3—锥齿轮；4—皮带轮；5—皮带；6—轴承；7—搅拌轴；8——次搅拌池；9—叶片；10—混凝土壁；11—砖台；12—二次搅拌池；13—扶梯；14—闸板阀；15—支架

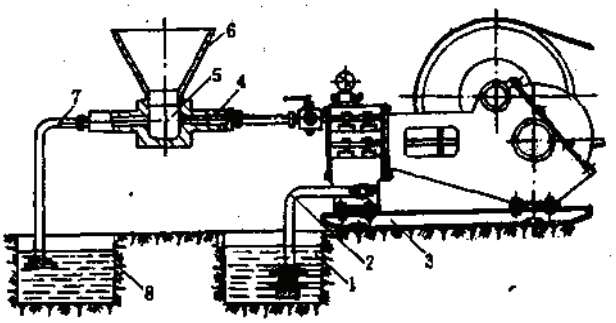


图 1-9-16 水泥水力混合器

1—水池；2—吸水管；3—泥浆泵；4—喷嘴；5—混合室；6—漏斗；7—出浆管；8—贮浆池

各式搅拌机特性及适用条件 表 1-9-42

机 型	立式水泥搅拌机		风动搅拌机	旋流式造浆机	水泥水力混合器
转 速 (r/min)	40～60	40～60			
搅拌能力 (m^3/h)	10	15			5～15
特点及用途	1.井壁或工作面注浆 2.叶片式机械搅拌 3.电机带动三角胶带传动	1.地面预注浆 2.一次和二次搅拌池用砖砌或混凝土浇注 3.一次和二次搅拌为叶片式机械搅拌 4.减速器可选用11型榴子减速器 5.胶带传动	1.地面预注浆 2.以压风为动力搅拌水泥浆 3.有操纵台集中控制 4.劳动强度低，粉尘小	1.地面预注浆工作面注浆、井壁注浆 2.以水为动力搅拌 3.旋流式搅拌筒有效容积为0.6m^3 4.一次造浆需2～3min 5.劳动强度低，粉尘小	1.以TBW-200/40型泥浆泵为动力，水压1.5～2MPa 2.可连续注浆 3.地面预注浆 4.要备有贮灰仓和放灰漏斗 5.备有二次搅拌池 6.浆液配比误差大

9.4.4 混 合 器

在双液注浆时，两种浆液将在混合器中均匀混合，然后开始物理、化学反应。对混合器的具体要求是：

（1）两种浆液在混合器中能均匀混合，保证浆液在预定的时间凝固。

（2）两种浆液的注浆压力不同时，不能窜浆，确保浆液不在管路中凝固。

（3）要有足够的过流断面并能承受最大注浆压力。

表1-9-43为混合器类型及特性，表1-9-44为注浆施工所需设备备品。

混合器类型及特征　　表 1-9-43

项目	弹簧半球式混合器	方盒式球阀混合器	孔内球阀混合器	孔口球阀混合器
进口内径（mm）	20	20	39	30
出口内径（mm）	25	20	65	39
钢球直径（mm）		25	35	46
浆液流量（L/min）	<20	<50	<250	<250
承受压力（MPa）	2	3	8	13
特点	保持半球垂直运动	保持钢球垂直运动		保持钢球垂直运动
适用地点	用于井壁注浆	用于井壁或工作面注浆	地面预注浆	地面或工作面预注浆

注浆施工所需设备备品一览表　　表 1-9-44

序号	名称	规格型号	数量	备注
1	钻机	TXB-1000A	2台	包括钻塔、钻具等配套
2	泥浆机	TBW-250/40	4台	其中一台搅拌水玻璃
3	注浆泵	HFV-C或YSB-250/120	2台	缸套、活塞和拉杆备用
4	搅拌机	1.5M³	2套	自制，包括计量水桶
5	异径止浆塞		10套	自制，胶塞有备用
6	三爪止浆塞		10套	自制
7	混合室		3个	自制（单液浆不需要）
8	快速接头		10个	自制
9	逆止阀		5个	自制
10	泄压阀		5个	自制
11	高压胶管接头	与泵连接配套	5个	自制
12	输浆管	D63.5×6mm	m	视需要确定
13	套管	D159、D127mm	m	视需要确定
14	水管		m	视需要确定
15	轴流式抽风机		2台	除尘用
16	测斜仪	JJX-3	1套	
17	压风机	W9/7-1	1台	抽水用
18	气水分离器		1个	抽水用
19	三角堰箱		1个	抽水用
20	抗震压力表	YK-1，0～160	2块	
21	车床	普通	1台	
22	砂轮机		1台	
23	电气焊		1套	
24	钳工台		1张	
25	高压阀门	D50mm	3个	
26	电铃		2个	
27	开口滑轮	3 t	2个	
28	记录台		1张	

9.5　地面预注浆

当井筒是在厚度较大的裂隙含水层，且距地表在500m以内，或在裂隙含水层虽薄，

但层数较多的水文地质条件下开凿时，应事先采用地面预注浆方法封堵涌水，加固围岩，以确保井壁的安全。

地面预注浆的施工组织设计内容包括：

（1）对矿井概况、区域地质及井筒水文地质的评述；

（2）注浆试验与注浆方案的选择，包括选择注浆材料及注浆设备；

（3）注浆主要参数的确定；

（4）编制注浆工艺流程；

（5）确定注浆质量检查方法；

（6）编制操作规程及安全规程；

（7）估算注浆材料消耗，提出设备清单，作出施工预算，参见表1-9-43；

（8）施工组织及管理，见表1-9-45；

劳动组织配备表　　表 1-9-45

职别	人员分工	人员配备（人）	
		一个班	三个班
机职人员	书记或副书记		1
	工程师		2
	值班技术员	1	4
	水文地质技术员		1
	钻探技术员		1
	机电技术员		1
每台钻机人员	队长		1
	机长		1
	副机长		1
	班长	1	3
	副班长	1	3
	物探技术员		1
	测量工		2
	钻工	4	12
注浆队人员	队长		1
	副队长	1	3
	注浆记录员	3	9
	灰浆搅拌工	8	24
	放水、放浆工	1	3
	化验工	2	6
	司泵	2	6
机电人员	大班钳工	1	4
	值班钳工	3	9
	电工	1	3
	焊工	1	4
其他	库房管理员	1	4
	锅炉工	1	4
总计		32	114
备注	三个班4人，其中有一人替班		

（9）提出必须的施工图纸。

9.5.1 注 浆 试 验

在需要进行大型注浆堵水的井巷工程，为确保注浆施工效果，并检验采用注浆施工在经济上的合理性及在技术上的可靠性，必须在确立注浆方案之前进行注浆试验。

9.5.1.1 注浆试验的目的

（1）验证在该地区（段）使用注浆堵水，在技术上的可能性。

（2）为设计提供适合该区（段）注浆的技术参数，如注浆孔深、孔距、最大灌浆压力、浆液有效扩散范围、灌浆量等。

（3）确定浆液材料的种类、配比，总用量。

（4）选择注浆机械及辅助设备。

（5）确定注浆工艺流程。

（6）提供材料消耗及与成本有关的定额、指标，作为施工计划安排和费用估算的依据。

9.5.1.2 注浆试验应注意的几个问题

（1）注浆试验地段通常选择在设计注浆这段内水文地质条件属于中等偏劣的部位。若注浆范围较宽，而且水文地质条件复杂多变，可选择2～3个地段，进行注浆试验。小型工程试验，如竖井预注浆，封堵突水点等，可选1～2个勘察孔作灌注试验。

（2）注浆试验的钻孔布置见图1-9-17。

（3）注浆试验的材料选择。受注地层为均质砂层时，常采用单液水泥砂浆，如果受注地质很复杂，则应对各种浆液跑浆、窜浆的数量进行试验分析比较，以便确定既合理又经济的注浆材料。浆液性能应先经室内试验测定。单液浆与双液浆比较见表1-9-46。

注浆试验选择浆液对比表　　表 1-9-46

单　液　浆	双　液　浆
1. 适用于进浆率较小的孔断	1. 不受进浆率大小的限制
2. 浆液凝固时间较长，难以控制	2. 不受浆液胶凝时间长短的限制
3. 浆液配比易掌握，较精确	3. 浆液配比可能有误差
4. 易堵塞设备与管路	4. 不易堵设备，仅可能堵住混合器以下的管路
5. 注浆后必须卸洗整套设备与管路	5. 设备、管路冲洗方便
6. 一般注浆泵与水泵均能使用	6. 要求用计量泵，能调节流量
7. 可能造成浆液的浪费	7. 已混合的浆液剩余量小，浪费小
8. 工艺设备简单，操作容易	8. 操作较复杂
9. 浆液系颗粒性材料，在0.2mm以下的裂隙和粒径<1mm的砂层中难注入	9. 不受裂隙限制

（4）注浆试验设备选用见9.4节。

9.5.2 注浆主要技术参数的确定

9.5.2.1 注浆深度

注浆深度取决于含水层的埋藏条件和井筒深度，当井底仍处在含水层时，注浆深度应

超过井深10m，当井筒穿过若干个含水层，而各水层之间又没有明显的隔水层时，应对井筒穿过的岩层全部进行注浆处理。

9.5.2.2 注浆段高

注浆有一次注浆和分段注浆，注浆段高是指一次注浆的长度。为使浆液在各含水层中均匀地扩散和保证注浆效果，多采用分段注浆。根据岩层的破碎程度确定注浆段高，参见表1-9-47。

注浆段高参考表 表 1-9-47

序	岩层破碎程度	注浆段高 (m)
1	极破碎含水岩层	5～10
2	破碎含水岩层	10～20
3	坚硬裂隙含水岩层	20～30
4	重复注浆时	30～50

注浆段高确定还可按下式计算：

初注段高 $$L_1=\frac{k'\theta Q_H}{q'_1H_1n_F} \quad (1\text{-}9\text{-}3)$$

终注段高 $$L_2=\frac{k'\theta Q_H}{q'_2H_2n_F} \quad (1\text{-}9\text{-}4)$$

平均段高 $$L_{cp}=\frac{L_1+L_2}{2} \quad (1\text{-}9\text{-}5)$$

式中 k'——根据浆液浓度不同的渗透系数，可参照表1-9-48选取；

θ——考虑注浆方式不同的系数，按表1-9-49选取；

Q_H——注浆泵的生产能力，L/min；

q'——钻孔单位吸水量，由注水试验测得，L/min·m·kPa；

H_1——钻孔中初注压力，kPa；

H_2——钻孔中终注压力，kPa；

n_F——一个注浆泵同时压注的注浆孔数。

k' 值选取表 表 1-9-48

灰/水	1/6	1/4	1/2	1/1	1/0.6
k'	1.2	1.3	1.4	1.5	1.8

不同注浆方式的 θ 值 表 1-9-49

注浆方式	θ 值
不等量注浆	1.0
等量注浆	0.85～0.7
半等量注浆	0.9～0.85

表1-9-50为注浆深度及段高确定参照表。

注浆深度及注浆段高确定参照表　　表 1-9-50

含水层埋藏条件	注浆深度	注浆段高的划分				段高划分原则
		含水层特征		常用段高（m）		
		裂隙等级	每m含水层涌水量（m^3/h）	初段注高	复段注高	
含水层埋藏深度小于井筒设计深度	注浆孔的终孔深度应全部穿过含水层，并进入不透水层10m	细裂隙	<1	60～100	60～100	1.将裂隙性相同的岩层划在同一段高内 2.裂隙等级相差较大含水层不宜划在同一段高 3.涌水量大、裂隙宽时段高较小，反之较大 4.段高大小要与泵能力相适应，泵量大段高可大，反之要小
			1～2	50～60	50～60	
			2～3	40～50	50	
含水层埋藏深度大于井筒设计深度	终孔深度应超过井底深度10m，以便有效封闭含水层	中裂隙	3～4	40	50	
			4～6	30	40	
		大裂隙及破碎地层	6～13	20～30	30	
			大于13	10	20	

9.5.2.3　钻孔参数的确定

各类工程的注浆钻孔，其孔距、孔层数、孔数的设计应根据含水层性质、裂隙的大小、发育方向、发育程度、防渗体的设计厚度、浆液有效扩散半径、钻孔孔径和排列方式等因素综合考虑确定。

（1）钻孔的布置见图1-9-17。

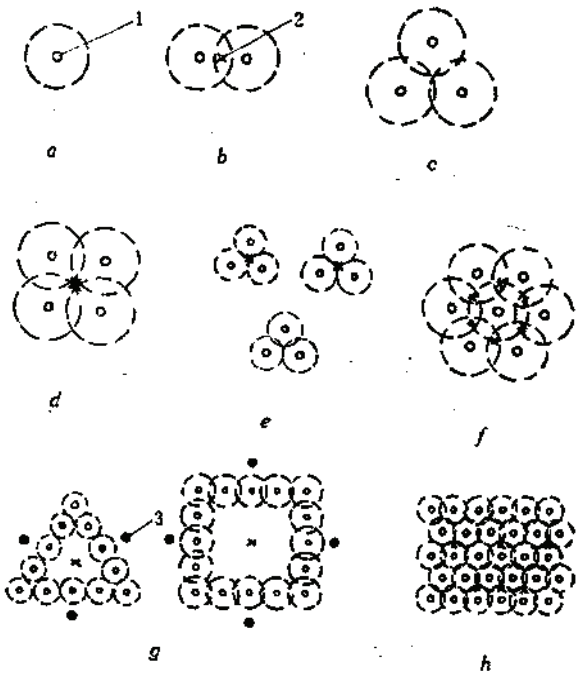


图 1-9-17　注浆钻孔布置图

a—单孔注浆；b—双孔注浆；c—正三角形顶点注浆；d—正方形顶点注浆；e—各种注浆材料的比较钻孔；f—各种效果的检查钻孔；g—隔水墙注浆；h—大规模注浆

1—注浆孔；2—检查效果试验孔；3—水位观测孔

（2）孔距：

$$a = bL \tag{1-9-6}$$

式中 b——孔距系数，根据有效扩散范围的允许衔接面积确定，一般 $b=0.45\sim0.65$；

L——防渗注浆的厚度，m；

a——注浆孔孔距，m。

（3）注浆孔数目：

$$N = \frac{\pi(D+2A)}{a} \tag{1-9-7}$$

式中 N——注浆孔数；

D——井筒外径，m；

A——注浆孔中心至井筒外径的距离，一般取0 ± 1.5m；

a——注浆孔间距，一般初选3～5 m。

9.5.2.4 浆液有效扩散半径

在防渗帷幕工程中，建议浆液有效扩散半径按防渗体设计厚度确定：

$$R = 0.65\sim0.7L \tag{1-9-8}$$

式中 R——设计要求的浆液有效扩散半径，m；

L——防渗体设计厚度，m。

国内几个煤矿注浆孔距与注浆的有效扩散半径关系见表1-9-51。

扩散半径与注浆孔距的关系实例 表 1-9-51

矿井名称	注浆材料	注浆孔的布置			有效扩散半径（m）	堵水效果（%）
		孔周径（m）	孔数（个）	孔距（m）		
开滦煤矿徐家楼新井	水泥-水玻璃	11	9	4	6～10	99.8
开滦煤矿荆各庄主井	水泥-水玻璃	17	10	6.67	6～17	98.5
三河煤矿主井	水泥-水玻璃	9	6	4.5	>6	
鸡西河北立井主井	水泥浆	内环7.7 外环8.7	24	2.02～2.28	6～20	99.4
新华煤矿	水泥浆	—	4	不等	15	99.9

9.5.2.5 注浆压力

注浆压力多是参照国内外经验数据选取。

地面预注浆时，为防止地面被压坏跑浆，下行式注浆时第一个段高，上行式注浆最后一个段高，其注浆压力从理论上不应超过：

$$P_{max} = \frac{\gamma_m h_0}{10\mu} \tag{1-9-9}$$

式中 P_{max}——理论注浆压力，MPa；

γ_m——地表岩层的重力密度，MN/m³；

h_0——导向管嵌入深度，m；

μ——浆液沿岩层裂隙及孔隙流动的阻力系数，$\mu=0.4\sim0.5$。

我国注浆压力按下式计算：

$$P_0=(2\sim3)\ \frac{H\gamma}{10} \tag{1-9-10}$$

$$P_H=(1.2\sim1.5)\frac{H\gamma}{10} \tag{1-9-11}$$

式中　P_0——注浆终压，即受注点压力，MPa；

P_H——注浆泵的表压，MPa；

H——受注点至静止水位的水柱高度，m；

γ——水的重力密度，MN/m^3；

南非按每增深1 m井筒，注浆压力便增加0.023MPa来选取，但不小于3.5MPa。

英国，当竖井涌水量在55～220M^3/h之间，注浆压力取5.5～7MPa，按井筒每增深1m，注浆压力增加0.025～0.045MPa。

水泥注浆压力见表1-9-52。

水泥注浆压力参考表　　表1-9-52

注浆段岩石特征	所必需的注浆压力（MPa）
裂缝宽≤0.5cm的细裂隙岩石	2～4
裂缝宽为0.5～3cm的中等裂隙岩石	1～1.5
裂缝宽≥3cm的粗裂隙岩石	0.5～1

9.5.2.6　钻孔注入量

每个钻孔注入量：

$$Q_1=\lambda\frac{\pi R^2H_1\eta\beta}{m} \tag{1-9-12}$$

式中　R——浆液扩散半径，m；

H_1——注浆段高，m；

η——岩石裂隙率，$\eta=0.5\%\sim3\%$；

β——浆液在裂隙内的有效充填系数，$\beta=0.8\sim0.9$；

λ——浆液损失系数，可取$\lambda=1.2\sim1.5$；

m——浆液结石率，%。

注浆段井筒总注入量：

$$Q=NQ_1 \tag{1-9-13}$$

式中　N——注浆孔数；

Q_1——单个钻孔注入量，由上式求得，m^3。

9.5.2.7　浆液浓度

浆液初始浓度与单位钻孔吸水量的关系见表1-9-53，单位钻孔吸水量由压水试验获得，见9.3.4节，浆液浓度的选择见表1-9-29，表1-9-54为国内矿山地面预注浆材料消耗一览表。

浆液初始浓度与单位钻孔吸水量关系 表 1-9-53

单位钻孔吸水量 (L/min·m)	浆液起始浓度	
	水泥浆（水:灰）	水玻璃与水泥浆（体积比）
1.5	3:1	
3.0	2:1	
5.0	2～1.5:1	
7.0	1.5～1.25:1	
8.0	1.2:1	0.6:1
9.0	1:1	0.85:1
11.0	0.85:1	1:1
13.0	0.75:1	
>15	0.6:1	

国内矿山地面预注浆材料消耗一览表 表 1-9-54

序号	井筒名称	涌水量（M^3/h）		堵水率	材料用量（t）		每米井筒材料用量 (t/m)	每吨水泥堵水量 (M^3/t)
		注浆前	注浆后	(%)	水泥	水玻璃		
1	凡口金星岭竖井	70	16	80	2092	—	49.8	0.03
2	金岭召口主井	100	5	95	294	—	3.77	0.32
3	金州石棉矿竖井	54	11	80	1200	—	24.0	0.04
4	济南铁矿主井	880	7.3	99	—	—	—	—
5	午阳八台出风井	169	0.6	99.8	水玻璃-铝酸钠337M^3		42	0.5
6	蜂蜂薛村主副井	275	10	96.3	10.4	—	0.23	26
7	蛟河奶子山主井	240	2.5	98.9	275.6	—	10.2	0.36
8	蛟河奶子山副井	240	5.2	97.7	263.6	—	9.8	0.89
9	开滦徐家楼主井	364	81	77.5	164	—	1.03	1.72
10	鸡西河北立井主井	248	1.5	99.4	585.2	35.23	4.3	0.42
11	鸡西河北立井副井	248	2.5	98.9	1231.3	3.85	9.2	0.2
12	唐家庄徐家楼立井	381.6	0.66	99.8	835.8	708	7.7	0.46
13	开滦荆各庄主井	735	11.2	98.5	1621	898.8	5.5	0.45
14	开滦荆各庄副井	735	6.67	99.1	910.6	572.3	3.5	0.8
15	三河煤矿主井	478.2	29.3	94	2093.7	363.9	7.8	0.21
16	三河煤矿副井	216	1.8	99.2	2487	659	9.6	0.09
17	开滦林南仓矿主井	354	256	28	2038	2400M^3	7.3	0.05
18	开滦林南仓矿副井	185	87	53	2049	2900M^3	8.5	0.05
19	鹤岗峻德主井	354	54	84.4	1200	44.7	10.3	0.25
20	鹤岗峻德副井	309	50	86	1400	47	13.3	0.185
21	鹤岗峻德南风井	270	3.8	98.3	1070	40	19.5	0.25
22	鲍店煤矿主井	28	2	93	2502	47.5	8.7	0.01
23	鲍店煤矿南风井	46.7	3.15	93.2	718	0.3	7.5	0.06
24	大屯煤矿主井	193	0	100	318	12.1	34.9	0.6

9.6 竖井井筒工作面预注浆

竖井井筒工作面预注浆是在井筒掘进到含水层之前，在工作面预留防护“岩冒”或砌筑止浆垫，再从工作面打钻孔注浆，封堵含水层涌水，经效果检查达到堵水目的后再开始井筒掘砌施工的方法。其工艺流程见图1-9-18，所需主要设备及材料参见表1-9-55。

工作面预注浆主要设备及材料一览表　　表 1-9-55

序号	名称	规格型号	单位	数量
1	注浆泵	YSB-250/120	台	2
2	泥浆泵	TBW-250/40	台	1
3	搅拌机	有效容积1M³	套	2
4	止浆塞	双管式	套	12
5	混合器	T 形	个	2
6	轴流式抽风机		个	2
7	高压球阀	D50、D100耐压均为16MPa	个	16，12
8	抗震压力表	YK-（0.1～16）MPa	块	5
9	高压胶管	D25耐压16MPa	根	6
10	无缝钢管	D50×4mm	m	800
11	导向管	D108×6mm无缝钢管	m	46
12	电话	防爆型	个	2
13	电铃		个	2
14	法兰盘			
15	快速接头			
16	导向管闷盖法兰	与导向管配制	个	12
17	钻机	TXU-200	台	3
18	钻杆	D42mm	m	150
19	钻杆接头	D42mm	个	75
20	芯心管	D89×1.5m/节	个	20
		D75×1.5m/节	个	20
		D58×1.5m/节	个	20
21	钻头	筒状		
		D89mm	个	20
		D75mm	个	20
		D58mm	个	20
		三翼状		
		D89mm	个	10
		D75mm	个	10
		D58mm	个	10
22	套管	D89mm	m	156
23	套管接头	与D89mm配套制作	个	86
24	螺丝头	D89mm	个	4
		D75mm	个	4
		D58mm	个	4
25	水葫芦	D42mm	个	4～6
26	输水胶管	D50mm长10m	根	3
27	供水管	D50mm	m	350

当含水层厚度不大，赋存较深时，或含水层之间相距较远，有中间隔水层时，采用工作面预注浆是适宜的。这种方法具有注浆孔的钻进工程量小，浆液消耗量少，可根据岩石裂隙方向准确布孔，堵水效果高，检查注浆效果较为直观等优点，所以被广泛应用。其缺点是工作面狭窄，工作条件差，凿井与注浆交替进行，工期长。

工作面预注浆的设计、材料与设备的选择、施工工艺等基本与地面预注浆相同，参见9.5节。本节介绍几个工作面预注浆设计应注意的问题。

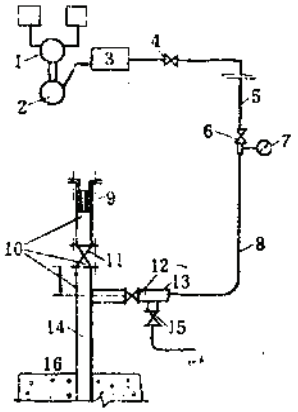


图 1-9-18 工作面预注浆工艺流程及孔口密封示意图

1—水泥浆一次搅拌池；2—水泥浆二次搅拌池；3—注浆泵；4—D50mm控制阀；5—D63.5mm输浆管路；6—D50mm控制阀；7—压力表；8—D50mm胶管；9—密封器；10—孔口密封装置；11—二通转芯阀；12—D50mm进浆管；13—D50mm输浆管；14—D73mm孔口管；15—D50mm放浆管；16—止浆垫

9.6.1 工作面预注浆施工方案的选择

工作面预注浆施工方案的选择见表1-9-56，根据井筒水文地质条件及设备综合确定。

工作面预注浆施工方案选择表 表 1-9-56

施工方案	适用条件	
	施工准备	裂隙产状及埋藏条件
由单一水平工作面打钻孔，注浆	需要较大能力的钻机	含水层埋藏较深，层数虽多，而层间距较小或无良好隔水层
由不同水平工作面打钻孔，注浆	可用一般轻便小型钻机 可用较大能力钻机或轻便钻机	含水层埋藏较深，含水层之间层间距大，有良好的隔水层 含水层埋藏较深，层较厚，或层间距接近，无良好隔水层

9.6.2 布孔方式与注浆段高

布孔方式与注浆段高见表1-9-57。

布孔方式与注浆段高 表 1-9-57

布孔方式		注浆段高
类型	适用条件	
直孔	1.裂隙发育，连通性好 2.水平或缓倾斜裂隙 3.孔壁稳定性较差 4.可用较大型钻机，加大孔径	1.可按选用的钻机能力所达到的有效钻进深度确定 2.当注浆段高大于70～100m时钻具应变径一次
径向斜孔	1.裂隙发育及连通性一般 2.径向垂直裂隙发育较差 3.可以用轻型钻机打斜孔	当采用斜孔时，一般注浆段高为30～50m
径向切向斜孔	1.裂隙发育不均，连通性差，有径向垂直裂隙 2.孔壁稳定，有适合打斜孔的钻机	当采用斜孔时，一般注浆段高为30～50m

9.6.3 止浆垫厚度计算

采用井筒工作面预注浆时，为了封闭含水层在工作面的涌水和安装注浆导向管，保证能用最大的注浆压力把浆液注入含水层的裂隙中，需要在含水岩层的上面砌筑止浆垫。砌筑材料常用整体浇筑混凝土。当注浆岩层上部岩层为致密坚硬的隔水层时，则可采用预留一定厚度隔水层的方法作为止浆垫，间称“岩冒”。

止浆垫有单级球面型和平底型两种结构型式，见图1-9-19和图1-9-20。

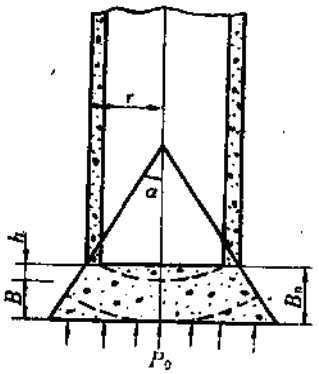


图 1-9-19　平底型混凝土止浆垫结构图

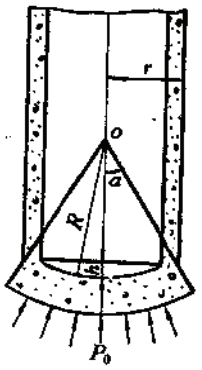


图 1-9-20　单级球面型混凝土止浆垫结构图

如图，止浆垫厚度计算见公式（1-9-14）和（1-9-15）：

$$B_d=\frac{P_0(r^2+h^2)^2}{4r^2h[\sigma]}\approx\frac{P_0r}{[\sigma]} \tag{1-9-14}$$

$$B_p=\frac{P_0r}{[\sigma]}+0.3r \tag{1-9-15}$$

式中　B_d——单级球面型止浆垫厚度，m；

B_p——平底型止浆垫厚度，m；

P_0——注浆终压，MPa；

r——井筒掘进半径，m；

h——球面矢高，m；

$$[\sigma]=(0.2\sim0.3)f_{ck} \tag{1-9-16}$$

f_{ck}——混凝土轴心抗压强度标准值，MPa。

一般$\alpha=30°\sim33°$。

止浆垫厚度与注浆压力之间关系见表1-9-58。

止浆垫厚度与注浆压力相关对照表　　表 1-9-58

注浆压力（MPa）	<2	2～5	5～7
止浆垫厚度（m）	1.0	1.5～2.0	2.5～3.0

9.6.4 岩帽厚度的确定

岩帽厚度根据岩石的性质及强度确定，计算简图见图1-9-21。

按岩石受剪切情况计算：

$$B=\frac{P_0D}{4[\tau]} \tag{1-9-17}$$

式中 B——岩帽厚度，m；

P_0——注浆压力，MPa；

D——井筒内径，m；

$[\tau]$——岩石的允许抗剪强度，MPa。

一般岩帽厚度取2～6m。

9.6.5 孔口密封装置

用于井筒及巷道工作面预注浆的孔口密封装置结构见图1-9-22。

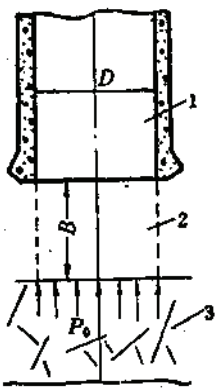


图 1-9-21 预留岩帽结构图

1—井筒；2—致密的不透水岩层（岩帽）；3—含水岩层

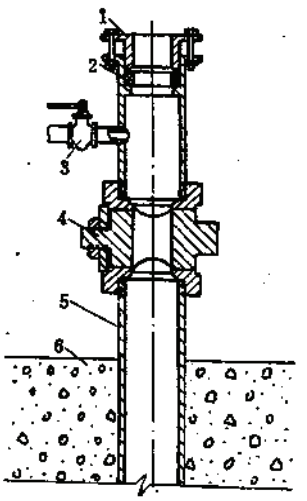


图 1-9-22 孔口密封装置结构图

1—密封压盖；2—密封胶圈；3—放水闸板阀；4—转芯阀；5—孔口管；6—混凝土止浆垫

9.6.6 工作面预注浆后效果检查

工作面预注浆后，井筒开凿前，应检查注浆效果，检查方法有三种。

9.6.6.1 注浆孔的放水试验

选择注浆质量较差的3～6个孔，在孔口密封条件下，扫孔至设计深度，打开放水阀门，视有无漏水，如有漏水，待稳定后，用容积法测流量，然后关闭阀门，测定静水压力。最后，再次进行注浆。

9.6.6.2 打检查孔取岩芯鉴定

检查孔的位置选择在注浆质量较差的两个注浆孔之间。检查孔的深度应与注浆分段

长度相同，孔底要超出井筒荒径以外1.0～2.0m的距离。检查孔数量一般2～4个，通过岩芯鉴定裂隙充塞情况及测定钻孔涌水量。

9.6.6.3　凿井观测

下掘井筒过程中要描述、分析裂隙被浆液充填规律，采集岩样，量测井筒剩余涌水量。评价注浆效果。

9.7　井　壁　注　浆

井壁注浆一般是在井巷施工后由于漏水较大，施工困难或不符合质量标准时，随之进行的注浆堵水工作。这种方法对加固井壁，防止井斜下沉，处理井筒淋水是行之有效的。井壁注浆分壁内注浆和壁后注浆。其设计内容、浆液材料和注浆设备选型亦可参照9.5节地面预注浆进行。注浆站设在地面或井下，依现场具体条件而定，若在井下设工作台，生产井需利用罐笼做工作台，基建井要利用吊盘做工作台。

9.7.1　井壁注浆工艺流程

井壁注浆工艺流程见图1-9-23。所需材料、设备见表1-9-59和表1-9-60。

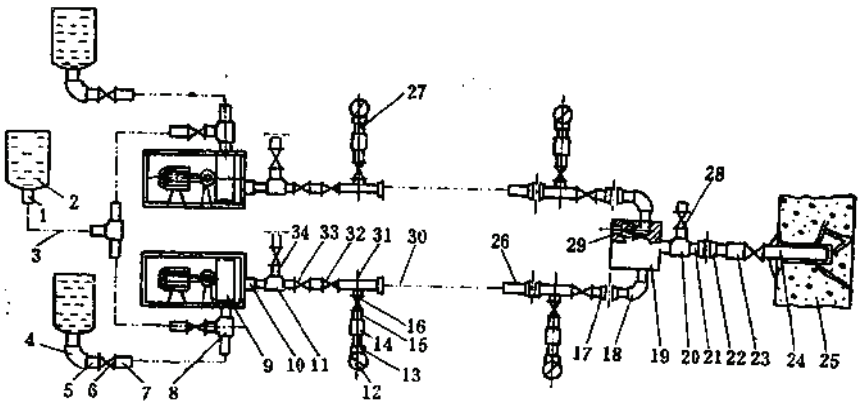


图 1-9-23　井壁注浆工艺流程图

1—桶底接头；2—清水桶；3—胶管；4—弯头；5—短管；6—阀门；7—胶管接头；8—三通；9—注浆泵；10—异径接头；11—三通；12—压力表；13—压力表接头；14—管箍；15—压力表短管；16—压力表阀门；17—活接头；18—弯头；19—混合器；20—三通；21—短管；22—活接头；23—异径接头；24—注浆管；25—井壁；26—胶管接头；27—压力表接头短管；28—阀门；29—钢球；30—输浆管；31—三通短管；32—单向阀；33—转芯阀；34—短管

9.7.2　井壁注浆压力和注入量

井壁注浆压力和注入量关系见表1-9-61。

9.7.3　壁内注浆与壁后注浆

9.7.3.1　壁内注浆

井壁注浆所需材料一览表 表 1-9-59

序号	名称	规格	单位	数量
1	注浆站	100m²左右或吊盘上		
2	化验室	30～40m²	间	1
3	材料库			
4	注浆泵	2MJ-3/40隔膜泵	台	1
5	手压泵		台	2
6	胶管	D38mm或50mm	根	4
7	钢管	D25或38mm		
8	压力表	0～4MPa	块	20
9	压力表缓冲器		个	5
10	阀门	转心D25或38mm	个	20
11	三通	D25或38mm	个	10
12	弯头	D25或38mm	个	10
13	活接头	D25或38mm	个	20
14	短接	D25或38mm	个	20
15	变径接头			
16	浆桶	100或200 L	个	3
17	注浆短管	钢管加工		
18	风钻	钻头D42mm，风管、风嘴等		
19	混合器		个	2
20	工具	管钳、撬手、锤……		
21	劳保用品	眼镜、胶手套、口罩、雨衣……		
22	变压器油			
23	机油			
24	洗油			
25	铅油			
26	麻		kg	1
27	棉丝		kg	3
28	钢刷		把	4
29	红染料		kg	2
30	电话	防爆型	台	2
31	橡胶板	3～4mm做垫圈用	m²	1
32	铅丝			
33	木楔			
34	浆材			
35	照明	井上下		

井壁注浆设备与机具 表 1-9-60

类型	名称	型号	规格特征	备注
钻具	钻机	凿岩机	轻型	注浆孔直径为D35或D40mm
	钻头	一字或十字型	硬质合金D33或D38mm	
注浆泵	专用泵	2MJ-3/40隔膜泵、2TGZ-60/210注浆泵	流量0～3M³/h，压力4MPa 流量16～60L/min，压力6～21MPa	1.双液注浆时最好选用专用泵，如用两台代用泵时，型号应相同 2.注浆孔涌水量很小时，可选用手压泵
	代用泵	TBW-50/15泥浆泵	流量50L/min，压力1.5MPa	
	代用泵	1DSJ-1.5/30定量往复泵	流量0～1.5m³/h，压力3MPa	

续表

类型	名称	型号	规格特征	备注
注浆泵	代用泵	2DSJ-3/30定量往复泵	流量0～3M³/h，压力3MPa	
		M_1-80/15泥浆泵	流量80L/min，压力1.5MPa	
		手压泵	流量5L/min，压力2MPa 往复次数0～40次/分	
搅拌设备	浆液搅拌机	一般选立式圆形	有效容积可按 $V_1 \geqslant \frac{Q}{N}$ 计算，一般为0.2～0.6m³，转数不小于60～70r/min 式中 V_1—搅拌机有效容积 Q—注浆泵流量 N—搅拌机小时搅拌次数	

井壁注浆压力和注入量关系　　表 1-9-61

项目	计算公式	计算条件
井壁后注浆压力	$P_a = P_b + (0.1 \sim 0.3)$ $P_b = P_c + (0.3 \sim 0.5)$ $P_c = P_b + (0.5 \sim 0.8)$ 式中 P_a—注浆初始压力，MPa P_b—正常注浆压力，MPa P_c—注浆终压，MPa P_b—注浆点静水压力，MPa 0.1～0.8富裕压力	式中富裕压力值的选取： 壁后注浆时取低值充填加固时取高值堵水为主时取低值料石井壁取低值
井壁强度校核	$P = \frac{f(R_1^2 - R^2)}{2R_1^2} > \gamma_0 \gamma_Q P_C$ 式中 P—注浆部位井壁能承受的压力，MPa R_1—井筒外半径，m R—井筒内半径，m f—井壁材料抗压设计强度，MPa γ_0—结构主要性系数，Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ级分别取1.1、1.0、0.9 γ_Q—荷载分项系数，一般$\gamma_Q = 1.4$	1.注浆终压用井壁材料允许抗压强度来校核 2.确定的注浆终压在一般情况下不能超过校验值
注浆量确定	$Q = a V n$ 式中 V—需固结或充填的体积，m³ n—孔隙率（%） a—浆液损失系数，一般$a = 1.1 \sim 1.5$	对于砂层，$n = 26 \sim 40\%$，充填空洞时，按全部充填，$n = 1$

（1）当井壁处在流砂层部位时，如果注浆孔穿过井壁很可能发生大量涌水跑砂事故，威胁井筒安全，因此采用壁内注浆为宜。注浆孔的深度要小于井壁厚度。

（2）井壁为单层或双层钢筋混凝土结构，而漏水通过井壁接碴缝或内外壁夹缝进入井内时应采用壁内注浆。

9.7.3.2　壁后注浆

壁后注浆是注浆孔穿过井壁，通过它向壁后注入浆液，待其凝固后，用于封堵漏水和加固井壁。在下列条件下可以采用：

（1）井壁处在粘土层，壁后有空隙，井筒有不均匀下沉。

（2）受地压影响，井壁断裂及强度不高的地方。

（3）井壁施工中片帮、冒顶的地方。

（4）井筒处在卵石层或含水裂隙岩层部位，漏水较大。

9.7.3.3 井壁糊缝

混凝土井壁裂缝一般采用挖槽糊缝和预留注浆管的措施防止跑浆，修补井壁，如图1-9-24所示。

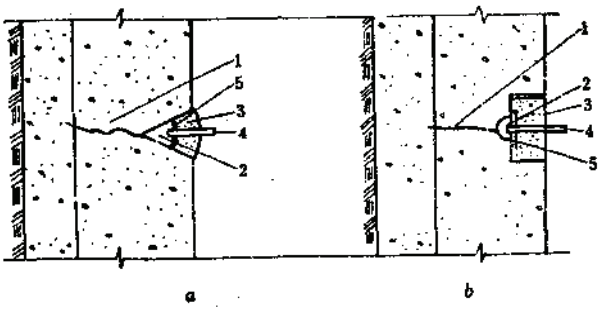


图 1-9-24 井壁糊缝图

a— "V" 形槽；*b*— 矩形槽

1—裂缝；2—人工水沟；3—胶泥；4—导水管；5—铁皮

首先用风镐沿井壁裂缝挖成"Y"形或矩形槽，然后在槽底铺上半圆形铁皮，在铁皮上开出一定数量的导水口，接上导水管后，用水泥-水玻璃塑胶泥封槽和浇筑混凝土。当注浆压力为2～3MPa时矩形槽应采用C25或C30号混凝土浇筑。如果裂缝出水量不大，注浆压力在1.5～2MPa的条件下，可用石棉线或棉纱塞入水缝，然后用水泥-水玻璃塑胶泥填入槽中。对于集中出水点，可采用直接埋设注浆导水管，并将注浆管与井壁之间的缝隙用水泥-水玻璃塑胶泥填实封牢。

常用糊缝材料配方见9.2.5.5节。

9.7.4 斜井、平巷预注浆

斜井、平巷或其他硐室巷道需要通过裂隙含水层时，多采用工作面预注浆。在斜井注浆时，注浆站一般设在地面，在巷道中，注浆设备应靠近工作面布置，如果注浆工程量大，为使设备安全运转，操作方便，可将注浆泵安装在专门开凿的硐室中。为防止跑浆，应在含水层附近的坚硬致密岩层中留保护"岩冒"或采用经注浆加固的岩层作为"岩冒"。"岩冒"厚度一般为2～6m。必要时，可修筑混凝土止浆墙，其厚度B根据注浆压力选择，见表1-9-62。

止浆墙厚度与注浆压力关系 表 1-9-62

注浆压力P_0（MPa）	≥0.5	≥1	2～3	>3
止浆墙厚度（m）	1.0	1.2	1.5	2.0

表1-9-63为井壁注浆堵水加固实例。

井壁注浆堵水加固实例　　表 1-9-63

序号	井巷名称	注浆时间（年、月）	井壁结构	注浆材料消耗（t）	堵水加固注浆效果
1	东川落雪2号矿仓	1980.10	混凝土（钢轨）	水泥17.7t，水玻璃7t，氯凝16kg	矿仓涌水量6.8t/h，注浆后为0.12t/h，效果为98%
2	湘东雷垄里变电硐室	1978.7	不支护	水泥、水玻璃及铬渣木素	雨季渗漏水全部封闭
3	唐山刘庄副井	1977.10	混凝土	水泥315t，水玻璃100t	地震后掘进井筒井底透水，涌沙，井壁底部注c-s后，改善了淤泥土体，顺利地处理透水涌沙
4	金岭铁矿立井	1968.5	混凝土	c-s浆及丙凝	涌水量从100t/h降到0.6t/h
5	桃林铅锌矿主井	1965.9	混凝土	水泥88t	干收岩留顶处理，井壁加固
6	大姚铜矿箕斗井	1981.12	混凝土	氯凝约300kg	井筒涌水量17t，注浆后为2t左右，效果为85%
7	凡口东风井	1965.1	混凝土	水泥及氯化钙	32m一段，壁后是白云岩破碎带，井壁渗水被堵住
8	南票邱皮沟－250东大巷	1981.11	不支护	水泥52t，水玻璃23t	560m巷道中，堵水194m³/h
9	红阳煤矿北风井	1972.6	混凝土	水泥5.2t，水玻璃2t，铬木素0.69t	井壁涌水量注浆前为19.4t/h，注浆后为0.7t/h，效果为98%

9.8 旋喷法

9.8.1 概　述

旋喷法是以通过注浆技术实现表土浅层加固、提高地基承载能力为目的施工方法。它是采用钻机先钻进至预定深度后，由钻杆一端安装的特殊喷嘴，把某种浆液高压、高速喷出，以喷流搅动土体，同时钻杆边旋转边提升，使土体与浆液混合、凝固，从而造成一个均匀的圆柱状固结体，达到加固地基和止水防渗的目的。

七十年代以后，旋喷技术得到迅速发展。已从原来的单管旋喷逐步发展为双管旋喷和目前采用的三管旋喷。它主要应用在标准贯入值为$N=0\sim30$的淤泥、粘性土、砂土及砂砾的地基中，如坝基防渗帷幕、坝基及桥基的加固、高层建筑基础加固等工程中，在矿山则用旋喷法通过砂层建井，我国三山岛金矿用旋喷法固结砂层使井筒免遭海水浸入的威胁。

旋喷法具有成本低、速度快、效率高、固结体坚固、可靠等优点，与其他注浆法相比具有如下特点：

（1）由于高速水喷流被限制在破碎的范围内，因此浆液不易窜入土层很远的地方，可以确保达到预期的固结范围。

（2）通过改变注浆材料和施工方法，可以使土体达到不同强度或渗透性的要求。

（3）一般采用水泥浆液，不用化学浆液，故成本低，且不会造成环境和地下水的污染，无公害问题。

（4）能在导孔中任何一段范围内施工，可以整孔，也可以在孔底或中央部位旋喷，还可以使单桩柱体连接在一起，形成“线”或做成多层“面”，还可以喷成垂直、水平、倾斜等不同方向的圆柱体。

（5）施工简单，操作容易，噪音小，振动小，冒出的浆液可以回收，再利用。

国内旋喷工程实例见表1-9-64。

国内旋喷工程实例　　表 1-9-64

序号	工程名称	喷注长度(m)	施工单位	施工时间
1	三山岛金矿南风井	3718*	沈阳注浆工程公司	1985.4
2	兰州车站站台风雨棚地基基础	2390	兰州铁路局	1978
3	海沟线三岔河桥墩旋喷帷幕	800	郑州及沈阳铁路局	1976
4	教学楼地基加固		浙江大学	1978
5	主副竖井旋喷帷幕	528	丰南煤矿	1977
6	浴池楼加固	400	铁道部第三工程局	1979
7	广深线路基加固	259	郑州及广州铁路局	1978
8	北京地铁基础加固	200	00069部队	1978

注：*为199孔总旋喷注浆3718延长米。

9.8.2 旋喷法分类

根据喷管的层数，旋喷法分单管、双管和三管旋喷法。

单管法是硬化剂的浆液兼作为冲切土层的动力、浆液压力为20～30MPa，土体成桩，直径为40～50cm；

双管法是在单管法的基础上又加以压缩空气，空气压力为0.7MPa，土体成桩，直径为80～150cm；

三管法则是采用20～40MPa压力的水，0.7MPa压力的空气和2～3MPa压力的浆液来冲切土层，土体成桩，直径可达150～300cm。

三管旋喷法是旋喷法中的最新方法，本节将详细介绍。

9.8.3 三管旋喷法

三管旋喷法的基本原理是，由于高压水喷流和空气喷流的特性相接近，因此在高压水喷流的喷射孔周围，加上圆筒状的空气喷流，进行水、气的同轴喷射，在高压水和压缩空气的共同作用下，破坏土的有效射程明显增大，如果一面旋转喷射，一面提升喷头，在地基中造成较大的空隙，并同时压入浆液填充空隙，那么在地基中就固结成直径较大的柱体，从而使土体得到强化加固，若干个柱体排列成墙，就能起到封堵涌水的作用。

三重管旋喷法是以三根互不连通的管子，分别压入水，气和浆液三种介质。内管压入20MPa以上的高压水流，中管用0.7MPa的压力压入空气，外管用3MPa的压力注入浆液，三根管按直径大小，在同一轴线上重合套在一起。

9.8.3.1　三管旋喷法的主要机具

1. 钻机

钻机是旋喷法中完成钻进、旋转、提升的重要设备，对钻机要求钻速为20～25r/min，提升速度为200～300mm/min，一般将地质钻机改装后，便可满足施工需要。76型震动钻机主要技术特性见表1-9-65。

76型震动钻机主要技术特性　　表 1-9-65

名称		规格
旋转震动部分	震动力	2400kg
	震动频率	1100次/分
	钻杆转速	20r/min
	电动机功率	10kW
绞车部分	提升部分	6级0.114～7.2M/min
	提升高度	1.5或3M（更换导向杆）
	电动机功率	7.5kW
其他	钻孔深度	设计25m，实际33m
	钻孔偏角	<25°
	总重量	1500kg

2. 注浆泵

高压泵是旋喷法中的关键设备，要求其压力和流量能在一定范围内调节，额定流量为100～400L/min，额定压力为25～30MPa。能满足旋喷法使用的高压泵，见表1-9-66。

旋喷高压泵性能表　　表 1-9-66

序号	名称	压力 (MPa)	流量 (L/min)	厂家
1	SNC-H300型水泥车	30	40～80	兰州通用机械厂
2	LT141型泥浆泵	30	150	兰州通用机械厂
3	HFV-20注浆泵	20	20～100	日本

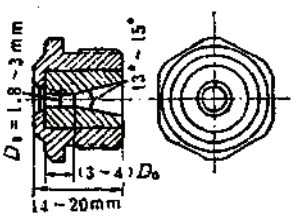


图 1-9-25　喷嘴结构

3. 喷嘴

喷嘴为能量转换部件，对材质要求耐磨、耐高压，其结构如图1-9-25所示。

喷嘴长：14～20mm；

喷嘴直径：一般为1.8～3.0mm；

锥角α：13°～15°；

直线段S长：$S=(3\sim4)D_0$

D_0为喷嘴直径；

材质：硬质合金。

9.8.3.2　旋喷浆液的选择

旋喷浆液的可注性和凝固时间不像其他注浆法要求得那么严格。对于加固砂层和污泥

层，一般采用水泥浆即可。水灰比为1:1和0.8:1，其固砂体强度和止水性能可满足建井要求。其缺点是易沉淀堵塞喷嘴和管路，造成超压，不够安全，清洗机具频繁。水泥-水玻璃浆液和化学浆液，可根据使用目的、施工条件选择使用。如果需要很快提高承载力时，可选用水泥-水玻璃双液浆。三山岛金矿南风井地处渤海之滨，表土层为砂层与亚粘土互层，厚达20余米，涌水量达35t/h，又有含盐量很高的海水补给，就是用旋喷桩法加固井筒封堵海水的。

9.8.3.3 旋喷桩有效直径的计算

粘性土中的有效直径：

$$D=\frac{1}{2}-\frac{N^2}{200} \tag{1-9-18}$$

式中 D——旋喷桩有效直径，m；

N——标准贯入值，粘性土$0<N\leqslant5$；

砂性土中的有效直径：

$$D=\frac{1}{1000}(350+10N-N^2) \tag{1-9-19}$$

式中 N——对砂性土$5\leqslant N<15$。

9.8.3.4 浆液量的计算

浆液量计算如下：

$$Q=\frac{\pi}{4}D^2ha(1+\beta) \tag{1-9-20}$$

式中 Q——浆液耗量，m^3；

D——桩径，m；

h——桩的长度，m；

β——浆液损失系数，一般取5～15%；

a——浆液变动系数，与桩径有关，见表1-9-67。

系数 a 值 表 1-9-67

土质	粘性土			砂性土		
桩的有效直径D	0.3	0.4	0.5	0.2	0.3	0.4
变动系数 a	1.5	0.9	0.6		1.5	0.85

9.8.3.5 旋喷桩长度的确定

旋喷桩长度视含水砂层厚度而定，一般取含水砂层的厚度与隔水层加固段长度之和。加固段长度取2～3m。

9.8.3.6 旋喷桩的强度及渗透系数

旋喷桩的强度及渗透系数见表1-9-68。

9.8.3.7 旋喷工艺

旋喷施工准备工作有平整场地、安装机具、接通水源电源、检查机具、进行试运转、

旋喷桩的强度及渗透系数　　表 1-9-68

土　质	浆　液　配　方	龄　期 (d)	抗压强度 (MPa)	抗弯强度 (MPa)
淤　泥	525号水泥，水灰比0.7:1	360	7.2	1.56
细　砂	425号水泥，水灰比1.5:1加2%水玻璃	170	10.1	1.71
粘砂土	425号水泥，水灰比1.5:1加2%水玻璃	160	4.24	1.73
砂卵石	425号水泥水灰比1.5:1加2%水玻璃	28	14	—
黄土状土	425号水泥，水灰比0.7:1加5‰氯化钠和0.5%三乙醇胺	28	7.61	0.7

接好压力管路。压力管路使用前应做耐压试验，并做好防护措施，水源采用自来水为好，若抽取河水、池水应滤去泥砂杂物。

使用地质钻机开孔。钻头直径D108mm，钻进深度可略深于注浆深度1m。

插入三重管前，应装好喷头，连接三重管要注意密封圈保持良好，三重管插入开孔时，应注意尽量使孔轴线与钻杆轴线重叠。在插入受阻时，可下压钻杆，并同时喷射低压水冲孔。

下管完毕，则可进行三重管旋喷。高压水压力为15～20MPa，水泥浆压力为2～3MPa，压缩空气压力为0.7MPa，三重管旋转速度为5～10r/min，提升速度为7.5～15cm/min。旋喷完毕应用清水洗去管路内残余的水泥浆液，防止在管中凝固堵塞。

9.8.3.8　旋喷桩效果检查

检查方法有：

（1）取岩芯法。在设计帷幕内，至少要布置3个检查孔，取岩芯做强度试验，检查孔达到预计深度，从孔内提水，量测水位变化，检查止水效果。检查孔应布置在薄弱部位。

（2）透水试验。在井筒内布置1～2抽水孔，按普通抽水法，量测钻孔涌水量，再计算井筒预计涌水量。

9.8.3.9　旋喷注浆所需机具、材料详见表1-9-69。

旋喷注浆所需机具、材料见表1-9-67。

旋喷注浆主要机具器材表　　表 1-9-69

机具名称	技术规格	数量	作　用
震动钻机	76型自制	1台	提升三重管，固定旋转装置
三重管	自制7.5m	1套	实现水、气、浆同时喷射
三重管旋转装置	自　制	1台	定速旋转三重管
高压泵	SNC-H300水泥车	1台	提供20MPa的高压水
泥浆泵	BW250/50	1台	提供低压水泥浆
空压机	3～5m³/min，0.8MPa	1台	提供压缩空气
地质钻机	XD-100型	1台	用于开孔
高压软管	耐压30MPa，长10m	3根	输送高压水
低压胶管	耐压5MPa		输送水泥浆
管　钳		2把	接卸钻杆
钳工工具	扳手、锉、锯、钳等	1套	维修钻具

9.8.4 高压旋喷注浆法在三山岛金矿南风井施工中的应用

三山岛金矿南风井位于金矿南部，与北风井构成矿体独立通风系统。由于南风井地处渤海之滨，表土层为砂层与亚粘土互层，厚达20余米，为防止海水浸入，加固封闭表土，成功地采用了高压旋喷注浆技术，其设计、施工过程详述如下。

9.8.4.1 工程地质条件及施工方案的选择

（1）井筒技术特征见表1-9-70。

南风井井筒技术特征　　表 1-9-70

井筒特征	直径（m）		井壁		断面积（m²）		井深（m）
	净	掘	结构	厚度（m）	净	掘	
设计	4.0	5.0	钢筋混凝土	0.50	12.56	19.64	171.5
实际	4.0	5.3	钢筋混凝土 混凝土	0.40 0.25	12.56	22.05	171.5

（2）工程地质条件及施工方案的选择见表1-9-71。

南风井地质条件及施工方案的选择　　表 1-9-71

层号	层类	名称	厚度（m）	涌水量（m³/h）	岩层特点	设计施工方案
1	表土部分	回填土	2.28	35.10海水补给	1～6层为海陆交互相沉积	高压旋喷注浆，短段掏洞，二次复壁
2		砾砂	7.32			
3		亚粘土	1.92			
4		砾砂	1.06			
5		亚粘土	2.62			
6		粗砾砂	2.36			
7		亚粘土	3.68		硬塑状态	
8	隔水层	强风化花岗岩	5.64	隔水	基本高岭土化隔水性能好	同上
9	基岩	中风化黄铁绢英岩化花岗岩	6.18		岩石破碎	地面预注浆封水

9.8.4.2 旋喷基本参数及帷幕厚度确定

1. 表土地压估算

（1）按似重液地压公式：

$$P=\gamma_s H$$
$$=12\times 27=324\text{kPa}$$

式中　P——表土地压值，MPa；

γ_s——似容重，当$H<200$m取$\gamma_s=12\text{kN/m}^3$；

H——计算处深度，$H=27$m。

（2）按水土分算地压：

$$P=\varphi\gamma_w H_w+K\gamma_m H_c$$

$$=0.9\times10\times27+0.2\times10\times66.25=376\text{kPa}$$

式中　φ——水压折减系数，取$\varphi=0.9$；

γ_w——水的重度，取$\gamma_w=10\text{kN/m}^3$；

H_w——计算处至静水位高度，因水位距地面较近，取$H_w=H=27\text{m}$；

H_c——极限深度。

$$H_c=(20\sim25)R_1$$

$$=25\times\frac{5.3}{2}=66.25\text{m}$$

式中　R_1——井筒外半径，m。

（3）按悬浮理论公式：

$$P=\gamma_w\cdot H_n+(\Sigma\gamma_n\cdot h_n+\Sigma\gamma'_n\cdot h'_n)A_n$$

$$=10\times24+(20\times3+0.71\times24)\times0.43=340\text{kPa}$$

式中　H_n——计算处水头高度，至隔水层$H_n=24\text{m}$；

γ_w——水的重度，$\gamma_w=10\text{kN/m}^3$；

$\Sigma\gamma_n\cdot h_n$——地下水位以上各土层体重力密度与厚度之乘积，$\gamma_n=20\text{kN/m}^3$，$h_n=3\text{m}$；

$\Sigma\gamma'_n\cdot h'_n$——地下水位以下，计算深度以上各土层体密度与厚度之乘积$h'_n=24\text{m}$。

$$\gamma'_n=\frac{\Delta-1}{1+\varepsilon}$$

$$=\frac{20-10}{1+0.4}$$

$$=7.1\text{kN/m}^3$$

式中　Δ——土层干容重，$\Delta=20\text{kN/m}^3$；

ε——土层孔隙比，取$\varepsilon=0.4$

在以上计算中均未考虑混凝土孔口盘对土层的附加荷载，故帷幕厚度计算的地压值取为$P=0.38\text{MPa}$。

2．帷幕厚度确定

旋喷注浆固砂体帷幕将承受外部土压力及静水压力，其厚度可按厚壁筒公式，并按第四强度理论计算：

$$E=R\left(\sqrt{\frac{[\sigma]}{[\sigma]-\sqrt{3}P}}-1\right)$$

$$=2.65\left(\sqrt{\frac{1.5}{1.5-1.73\times0.38}}-1\right)$$

$$=0.886\text{m}$$

式中　E——帷幕计算厚度，m；

R——井筒掘进半径，m；

P——最大地压值，$P=0.38\text{MPa}$

$[\sigma]$——固砂体允许抗压强度，MPa。

$$[\sigma]=\frac{[\sigma']}{k}=\frac{3}{2}=1.5\text{MPa}$$

式中　$[\sigma']$——固砂体极限抗压强度，取$[\sigma']=3\text{MPa}$；

k——安全系数，$k=2$。

3．旋喷桩有效直径

南风井表土层主要由砾砂与亚粘土互层组成，通过现场实测试桩测量标准贯入值N，以此值校核各设计参数，并确定旋喷桩有效直径。

根据一般粘性土，当标准贯入值：

$S<N<20$时，单管法施工，$D=0.8\pm0.2$m；

$N=28$时，单管法施工，$D=0.37$m；

南风井15m处，测得

$N=17.3$，故设计初选$D=0.5$m

4．高压旋喷注浆参数选择

根据国内外单管高压旋喷施工经验，设计选用如下数据：

（1）浆液喷射压力：不小于20MPa，在硬塑状土层中适当加大；

（2）浆液流量：80～100L/min；

（3）喷嘴孔径：ϕ2～3mm，共2个；

（4）提升速度：20～25cm/min；

（5）旋转速度：约20r/min。

9.8.4.3 布孔计算

旋喷帷幕采用同心圆的布孔方式，由于施工深度较大，考虑可能出现的偏斜影响及防渗的要求，在旋喷帷幕外围，进行定喷防渗墙的施工。

1．布孔参数计算

（1）孔间距确定：

$$l_1\leqslant1.73R_0=1.73\times0.25=0.43\text{m}$$

（2）布孔圈距：

$$l_2=1.5R_0=1.5\times0.25=0.375\text{m}$$

式中 l_1——孔间距，m；

l_2——布孔圈间距，m；

R_0——旋喷桩有效半径，$R_0=0.25$m。

（3）旋喷圆柱体交圈厚度：

$$l=2\sqrt{R^2_0-\left(\frac{l_1}{2}\right)^2}$$

$$=2\sqrt{(0.25)^2-\left(\frac{0.43}{2}\right)^2}=0.255\text{m}$$

（4）布孔圈数：

$$l_p=(2\times0.375+0.255)/3=0.335\text{m}$$

$$M=\frac{E}{l_p}=\frac{0.866}{0.335}=2.65\quad\text{取3圈}$$

式中 l_p——平均交圈厚度，m；

E——旋喷帷幕厚度，$E=0.866$m；

M——布孔圈数，采用3圈布孔。

（5）布孔圈径：

第一圈布孔圈径：

$$D_1=D+l_0+2Hm=5.3+0.255+2\times27\times0.005$$

$$=5.825\text{m}$$

式中 D_1——井筒掘进直径，$D=5.3$m；

l_0——交圈厚度，$l_0=0.255$m；

H——旋喷深度，$H=27$m；

m——钻孔允许偏斜率，取$m=5‰$。

第二圈以后各圈布孔圈径：

$$D_2=D_1+2l_2=5.825+2\times0.375=6.575\text{m}$$

$$D_3=D_2+2l_2=6.575+2\times0.375=7.325\text{m}$$

式中　l_2——布孔圈距，取$l_2=0.375$m。

2. 各圈孔数

第一圈：
$$N_1=\frac{\pi D_n}{l_1}=\frac{3.14\times5.825}{0.43}=43\text{（个）}$$

第二圈：
$$N_2=\frac{3.14\times6.575}{0.43}=48\text{（个）}$$

第三圈：
$$N_3=\frac{3.14\times7.325}{0.43}=54\text{（个）}$$

总计旋喷孔数：
$$N=\Sigma N=115\text{（个）}$$

3. 定喷布孔

当旋喷帷幕不能满足防渗要求时，布置第四圈定喷孔以补强。其孔口管应在构筑孔口盘时一次预埋。

定喷布孔圈径：

$$D_4=D_3+2\ (R_0+a+Hm)$$
$$=7.325+2(0.25+0.1+27\times0.005)=8.295\text{m}$$

式中　R_0——旋喷桩有效半径，$R_0=0.25$m；

a——定喷孔轴线距外层旋喷桩边缘距离，取$a=0.1$m。

采用双向定喷的方式布孔。

定喷孔数确定：

$$N_4=\frac{\pi D_4}{L_D}=\frac{3.14\times8.295}{2}=13.02\text{（个）}$$

取$N_4=14$（个）。

式中　L_D——定喷孔设计孔间距，取2m。

定喷孔实际孔间距：

$$L_{DS}=\frac{3.14\times8.295}{14}=1.86\text{m}。$$

各圈旋喷孔布置见图1-9-26和图1-9-27。

9.8.4.4　旋喷孔深与桩柱高度

注浆钻孔深度与旋喷桩高度见表1-9-72。

9.8.4.5　孔口盘

孔口盘的作用，是为了在打钻与旋喷施工时防止偏斜，埋设孔口管，以及便于钻机移位，要在井口上方用混凝土砌筑一个整体盘面，其结构型式见图1-9-28。

孔口盘施工工序：

（1）孔口盘施工前，地基要夯实，并按设计标高整平；

（2）地基夯实整平后，按旋喷孔、定喷孔及注浆孔设计孔位安装孔口管，要求孔口对中，保持垂直，外露100mm，用经纬仪找正；

（3）孔口管定位后，即可浇注混凝土，浇注时应注意勿使孔口管移位或偏斜；

（4）孔口盘顶面应找平抹光，钻孔时临时铺枕木、木板，按设钻机。

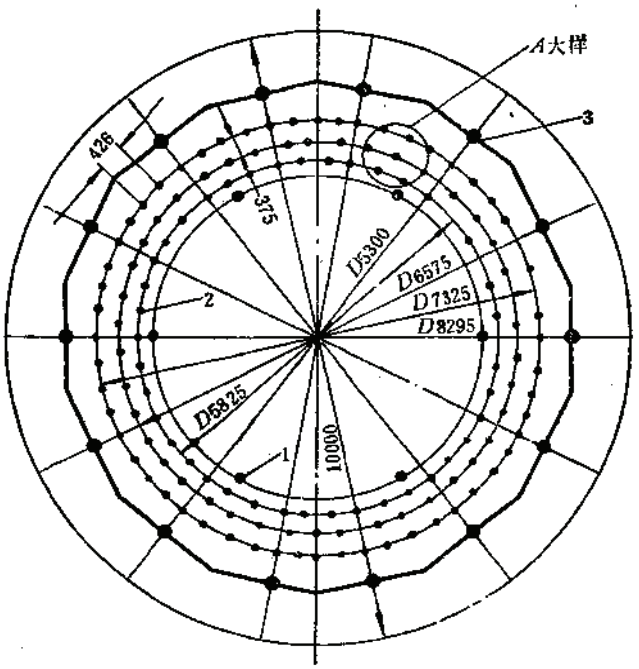


图 1-9-26 各圈旋喷孔布置图

1—注浆孔；2—旋喷孔；3—定喷孔

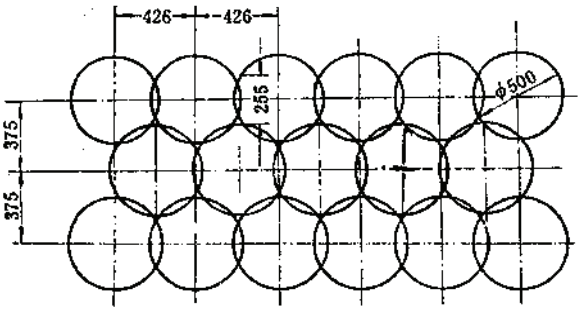


图 1-9-27 注浆孔布置大样图

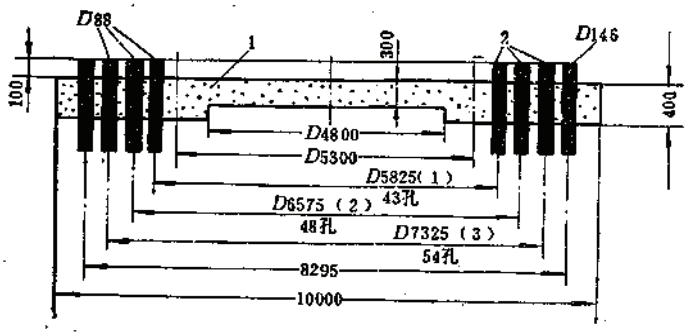


图 1-9-28 孔口盘结构

1—混凝土孔口盘；2—预埋孔口管

钻孔深度与喷射桩高度汇总表　　表 1-9-72

圈序	孔数（个）	孔深（m）	喷射桩高（m）		不喷注高度（m）	说明
			起～止	桩高		
1	43	27.0	1.82～27	25.18	1.82	与隔水层连接处及27m向上各复喷1m厚，其余单喷
2	43	27.0	1.82～27	25.18	1.82	间隔孔，进行复喷
3	54	27.0	1.82～27	25.18	1.82	27m向上复喷1m，其余单喷
4（定喷）	14	待定			待定	当旋喷全部结束后，确认封水效果已满足防渗要求时，可不进行定喷
旋喷隔水层	30	9.6	8.6～9.6	1.0	8.6	在砾砂层底构筑旋喷隔层，层厚1m，在掘进断面内均匀布30孔，孔口盘上设孔口管
合计	189	4203		3681.1	521.9	

表1-9-73为孔口管规格及备料量表。

孔口管规格及备料量表　　表 1-9-73

用途	材料	规格	数量（m）	注
旋喷帷幕孔	有缝钢管	公称直径D80mm，外径D88.5mm	1×145	孔口管长1m/个，要求端面加工平滑
旋喷隔水层孔	同上	同上	1×30	
定喷孔（三重管）	无缝钢管	D146mm	1×14	

旋喷注浆主要机械设备表　　表 1-9-74

序	名称	规格	单位	数量	性能	动力	说明
旋喷注浆设备	水泥车	SNC-300型	台	1	泵压30MPa	柴油117kW 汽油58kW	备用一台，可搅拌水泥浆
	钻机	XJ100-1型	台	1	钻深100m	7.5kW	最低转速22r/min
		SH-30型	台	1	钻深30m	7.5kW	最低转速16r/min
	拉升机	自行改造	台	1	提升速度 0.05～0.35m/min	2.2kW	旋喷时配合钻机使用
	钻杆	D42mm	m	80			
	钻头	D70mm	个	6	钻喷		带3.0、2.5、2.0mm喷嘴
C-S注浆设备	水泵	WT-2型	台	2	流量100L/min 压力1MPa	汽油2.9kW	可做双液注浆用
	泥浆泵	BW250/50型	台	2	流量250L/min 压力5MPa	22kW	可做单、双液注浆用
	搅拌机	0.4M³	台	1		5.5kW	可搅拌泥浆
备注	另备有10kW电焊机、7.5kW水泵、贮浆桶等工具						

9.8.4.6 浆液配方

根据三山岛金矿的具体条件，旋喷浆材必须满足强度的要求，硬化时间要可调，与土混合后必须比周围地基的强度增长快，抗渗性要好。由于是临时性工程，采用425号普通硅酸盐水泥为主要材料，水灰比从0.7:1至2:1。外加剂主要是氯化钙。破碎带注浆采用水泥-水玻璃，其配方为：水泥浆水灰比为0.8:1～2:1，水玻璃与水泥浆体积比为1:1～0.5:1，水玻璃模数2.4～2.8，浓度为35B'。

9.8.4.7 旋喷注浆主要机械设备

旋喷注浆主要机械设备见表1-9-74。

9.9 注浆安全保护

大多数化学注浆材料，在某种程度上，对人体都有一定的危害，如果长期接触会影响身体健康。其危害主要表现在毒性、腐蚀性和易燃易爆性方面。因此在对化学注浆材料的研究、使用及施工过程中，必须在以下几个方面严格注意安全保护。

9.9.1 材料的运输

（1）药品运输，必须封存完好，包扎坚固，并向运输部门申明属危险品。

（2）运输途中严禁碰撞冲击，一定要妥善安置，避免发生燃烧和爆炸事件，防止途中遇水受潮和高温等。

9.9.2 材料的保存

（1）材料运至工地，最好放在危险品仓库或空房间内存放，勿与他物接触，并有专人保管。现场和试验室最好都不要大量贮存化学药品，更不可放在敞口容器中。

（2）存放库房要求低温、干燥、避光、通风良好。夏季室温过高需有降温通风设施。对有效期短、容易变质、自聚的材料，更应密封存在低温处，并定期进行检查，以防失效。

（3）对易燃易爆之物要远离火源，最好单独存放，冬季也不能在库房内生火取暖。

9.9.3 建立健全试验室和现场的规章制度

使用化学注浆材料的试验室或现场都应根据当时当地的具体情况，如所选用的材料、周围的环境条件、注浆的季节、操作人员水平以及基本的化学原则等，制定出严格的切实可行的规章制度，以保证安全。其内容应包括：

（1）积极贯彻以预防为主的方针，思想上要高度重视，既要看到危险性，又要认识到这种危险性完全可以防御。

（2）对所研究和使用的注浆材料，特别是化学浆液的所有组分的性质、毒性、易燃性、易爆性、腐蚀性、化学反应特性，以及对人体的危害等都要在事先全面了解和充分掌握。

（3）对有危害的注浆材料，在使用前要做好预防措施，对可能发生的问题要有一定的估计，工作中万一出现事故也不要慌乱，视具体情况首先注意灭掉火源，切断电源。如危害人体，药品溅入眼内或灼烧皮肤，要用大量清水冲洗后立即送医院治疗。

（4）试验室要选择通风、干燥、水电方便的地方，室内有通风设备和防火设施，室

内严禁饮食和吸烟，非本室工作人员不得入内。

（5）各种化学药品必须贴好标签，不得互相拿错，废水脏物不得乱倒乱扔，要有专用水坑或下水道。

（6）工作人员的劳保用品要配备齐全，工作时站在上风侧，工作后及时用肥皂清水洗手洗脸，有条件时定期检查身体，按规定享受必不可少的保健待遇，对工作环境也应请有关部门定期测定污染程度。

（7）无论在现场或试验室工作，都要严格遵守规章制度，严格操作程序，绝不允许违章作业，各种仪器的安全使用，各种设备的激动、运转，都要预先反复检查后方可进行。

附　　录

责任编写单位　南昌有色冶金设计研究院
参加编写单位　华北冶金矿山建设公司设计研究院
兰州有色冶金设计研究院
编　写　人　侯鹏翔　陈云钊　马运琪　张惠臣

附录1　常用结构内力计算

1.1　单梁的计算

符号说明：

R_A、R_B——分别为A点、B点的支座反力，作用方向向上者为正，kN；

Q_x——距A点为x处的剪力，使截面左边向上，右边向下者为正，kN；

M_A、M_B、M_x——分别为A点、B点以及距A点为x处的弯矩，上部受压下部受拉者为正，kN·m；

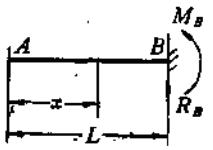
f_A、f_B、f_x——分别为A点、B点以及距A点为x处的挠度，向下变位为正，m；

E——弹性模量，kPa；

I——惯性矩，m^4。

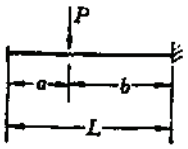
各种单梁计算见表附-1-1～表附-1-5。

悬臂梁内力及挠度计算公式　　**表附-1-1**



$\xi=\frac{x}{L}$，$\alpha=\frac{a}{L}$　$\beta=\frac{b}{L}$，$\gamma=\frac{c}{L}$

a、b、c—见各栏图中所示

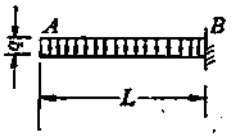
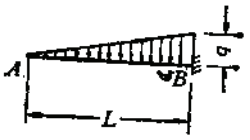
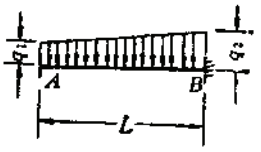
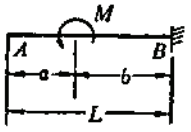


$R_B=P$；　AC段：$Q_x=0$

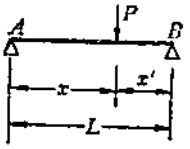
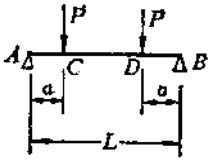
CB段：$Q_x=-P$；$M_B=-Pb$

$f_A=\frac{Pb^2L}{6EI}(3-\beta)$

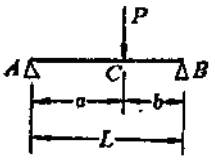
续表

	$R_B=qL$，　$Q_x=-qx$， $M_B=-\frac{qL^2}{2}$，　$f_A=\frac{qL^4}{8EI}$
	$R_B=\frac{qL}{2}$，　$Q_x=-\frac{qx^2}{2L}$， $M_B=-\frac{qL^2}{6}$，　$f_A=\frac{qL^4}{30EI}$
	$R_B=\frac{1}{2}(q_1+q_2)L$，　$Q_x=-q_1x-\frac{q_0x^2}{2L}$ $q_0=q_2-q_1$ $M_B=-\frac{1}{6}(2q_1+q_2)L^2$ $f_A=\frac{(11q_1+4q_2)L^4}{120EI}$
	$R_B=Q_x=0$，　$M_B=-M$， $f_A=\frac{MbL}{2EI}(2-\beta)$

简支梁内力及挠度计算公式　　表附-1-2

	$\xi=\frac{x'}{L}$，　$\gamma=\frac{C}{L}$， $\xi=\frac{x}{L}$，　$\alpha=\frac{a}{L}$，　$\beta=\frac{b}{L}$ a、b、c—见各栏图中所示
	$R_{A、B}=P$ AC段：$Q_x=P$；CD段：$Q_x=0$ AC段：$M_x=Px$；CD段：$M_x=Pa$ $f_{max}=\frac{PaL^2}{24EI}(3-4\alpha^2)$

续表

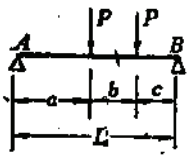


$R_A=\frac{Pb}{L}$ ， $R_B=\frac{Pa}{L}$

AC段：$Q_x=\frac{Pb}{L}$ ， $M_x=\frac{Pbx}{L}$

CB段：$Q_x=-\frac{Pa}{L}$ ， $M_C=\frac{Pab}{L}$

$f_C=\frac{Pa^2b^2}{3EIL}$



$R_A=\frac{P}{L}(2c+b)$ ， $R_B=\frac{P}{L}(2a+b)$

AC段：$Q_x=\frac{P}{L}(2c+b)$

$M_x=\frac{P}{L}(2c+b)x$

CD段：$Q_x=\frac{P}{L}(c-a)$

$M_x=\frac{P}{L}[(c-a)x+aL]$

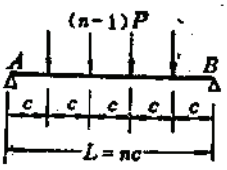
DB段：$Q_x=-\frac{P}{L}(2a+b)$

$M_x=\frac{P}{L}(2a+b)(L-x)$

当 $a>c$，$M_C=M_{max}=\frac{Pa}{L}(2c+b)$

$f_C=\frac{Pa}{6EIL}[(2a+c)L^2-4a^2L+2a^3-a^2c-c^3]$

$f_D=\frac{Pc}{6EIL}[(2c+a)L^2-4c^2L+2c^3-ac^2-a^3]$



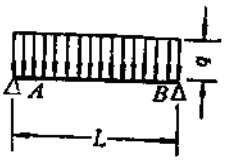
$R_{A,B}=\frac{n-1}{2}P$

当n为奇数：$M_{max}=\frac{n^2-1}{8n}PL$

$f_{max}=\frac{5n^4-4n^2-1}{384EIn^3}PL^3$

当n为偶数：$M_{max}=\frac{1}{8}nPL$

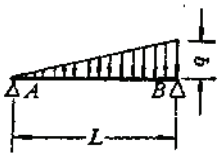
$f_{max}=\frac{5n^2-4}{384nEI}PL^3$



$R_{A,B}=\frac{qL}{2}$ ， $Q_x=\frac{1}{2}qL(1-2\frac{x}{L})$

$M_{max}=\frac{1}{8}qL^2$ ， $f_{max}=\frac{5qL^4}{384EI}$

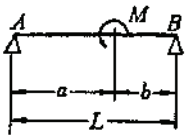
续表



$R_A=\frac{1}{6}qL$，　$R_B=\frac{1}{3}qL$，　$Q_x=\frac{1}{6}qL\left(1-3\xi^2\right)$

当 $x=\frac{L}{\sqrt{3}}$，　$M_{max}=\frac{qL^2}{9\sqrt{3}}$

当 $x=0.519L$，$f_{max}=0.00652\frac{qL^4}{EI}$



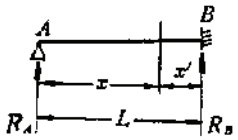
$R_A=-R_B=\frac{M}{L}$，　$Q_x=\frac{M}{L}$

$M_{C左}=M\alpha$，　$M_{C右}=-M\beta$

当 $x<a$，　$f_x=\frac{Mx}{6EIL}\left(L^2-3b^2-x^2\right)$

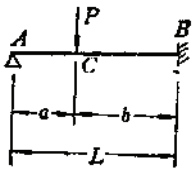
当 $x>a$，　$f_x=\frac{M(L-x)}{6EIL}\left(x^2+3a^2-2Lx\right)$

一端简支另一端固定梁内力及挠度计算公式　　**表附-1-3**



$\xi=\frac{x}{L}$，　$\zeta=\frac{x'}{L}$，$\alpha=\frac{a}{L}$，　$\beta=\frac{b}{L}$，　$\gamma=\frac{C}{L}$

a、b、c 见各栏图中所示



$R_A=\frac{Pb^2}{2L^3}\left(3-\beta\right)$，　$R_B=\frac{Pa}{2L}\left(3-a^2\right)$

AC段：$Q_x=R_A$；$M_x=R_Ax$

$f_x=\frac{1}{6EI}\left[R_A\left(3L^2x-x^3\right)-3Pb^2x\right]$

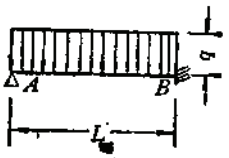
CB段：$Q_x=R_A-P$

$f_x=\frac{1}{6EI}\left[R_A\left(3L^2x-x^3\right)-3Pb^2x+P\left(x-a\right)^3\right]$

$M_B=-\frac{Pab}{2L}\left(1+\alpha\right)$

$M_x=R_Ax-P\left(x-a\right)$

$M_C=M_{max}=\frac{Pab^2}{2L^2}\left(3-\beta\right)$



$R_A=\frac{3qL}{8}$，　$R_B=\frac{5qL}{8}$，　$Q_x=\frac{qL}{8}\left(3-8\xi\right)$；

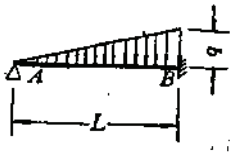
$M_B=-\frac{qL^2}{8}$，　$M_x=\frac{qLx}{8}\left(3-4\xi\right)$

当 $x=\frac{3}{8}L$，　$M_{max}=\frac{9qL^2}{128}$

续表

$$f_x = \frac{qL^3x}{48EI}(1-3\xi^2+2\xi^3)$$

当$x=0.422L$，$f_{max}=0.00542\frac{qL^4}{EI}$



$$R_A = \frac{qL}{10}, \quad R_B = \frac{2qL}{5},$$

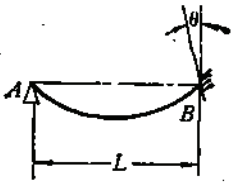
$$Q_x = \frac{qL}{10}(1-5\xi^2),$$

$$M_B = -\frac{qL^2}{15}, \quad M_x = \frac{qLx}{30}(3-5\xi^2)$$

当$x=0.447L$，$M_{max}=0.0298qL^2$，

$$f_x = \frac{qL^3x}{120EI}(1-2\xi^2+\xi^4)$$

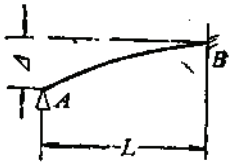
当$x=0.447L$，$f_{max}=0.00239\frac{qL^4}{EI}$



$$R_A=-R_B=\frac{3EI\theta}{L^2}, \quad Q_x=\frac{3EI\theta}{L^2},$$

$$M_B=\frac{3EI\theta}{L}, \quad M_x=\frac{3EI\theta x}{L^2}, \quad f_x=\frac{\theta x}{2}\left(1-\xi^2\right)$$

当$x=0.577L$，$f_{max}=0.193L\theta$



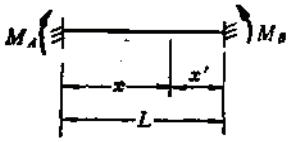
$$R_A=-R_B=-\frac{3EI\Delta}{L^3}, \quad Q_x=-\frac{3EI\Delta}{L^2},$$

$$M_B=-\frac{3EI\Delta}{L^2}, \quad M_x=-\frac{3EI\Delta x}{L^3},$$

$$\theta_A=-\frac{3\Delta}{2L},$$

$$f_x=\frac{\Delta}{2}\left(2-3\xi+\xi^3\right), \quad f_A=f_{max}=\Delta$$

两端固定梁内力及挠度计算公式 **表附-1-4**

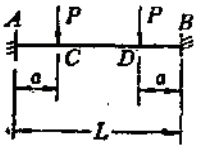


$$\xi=\frac{x}{L}, \quad \xi=\frac{x'}{L}, \quad \alpha=\frac{a}{L},$$

$$\beta=\frac{b}{L}, \quad \gamma=\frac{c}{L}$$

a、b、c—见各栏表中所示

续表



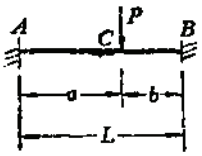
$R_A = R_B = P$

AC段：$Q_x = P$；

$M_A = M_B = -Pa\ (1-\alpha)$

CD段：$Q_x = 0$；

$M_x = M_{max} = \frac{Pa^2}{L}$ ；　$f_{max} = \frac{Pa^2 L}{24EI}(3-4\alpha)$



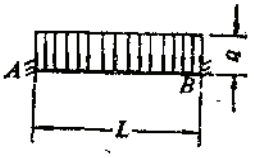
$R_A = \frac{Pb^2}{L^2}(1+2\alpha)$ ；　$R_B = \frac{Pa^2}{L^2}(1+2\beta)$；

$M_A = -\frac{Pab^2}{L^2}$ ；　$M_B = -\frac{Pa^2 b}{L^2}$ ；

$M_C = M_{max} = \frac{2Pa^2b^2}{L^3}$ ；　$f_C = \frac{Pa^3b^3}{3EIL^3}$

若$a>b$，当$x = \frac{3aL}{3a+b}$ ；

$f_{max} = \frac{2P}{3EI} \cdot \frac{a^3b^3}{(3a+b)^2}$

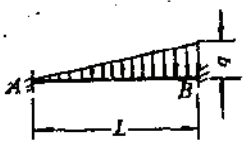


$R_A = R_B = \frac{qL}{2}$ ；　$Q_x = \frac{qL}{2}(1-2\xi)$ ；

$M_A = M_B = -\frac{qL^2}{12}$ ；　$M_{max} = \frac{qL^2}{24}$ ；

反弯点在$x = 0.211L$和$0.789L$处

$f_x = \frac{qL^4x^2}{24EI}(1-\xi)^2$ ；　$f_{max} = \frac{qL^4}{384EI}$



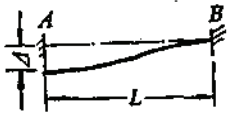
$R_A = \frac{3qL}{20}$ ，$R_B = \frac{7qL}{20}$ ，　$Q_x = \frac{qL}{20}(3-10\xi^2)$ ；

$M_A = -\frac{qL^2}{30}$ ；　$M_B = -\frac{qL^2}{20}$

$M_x = \frac{qL^2}{60}(-2+9\xi-10\xi^3)$

当$x = 0.548L$ ；　$M_{max} = 0.0215qL^2$；

当$x = 0.525L$ ；　$f_{max} = 0.00131\frac{qL^4}{EI}$

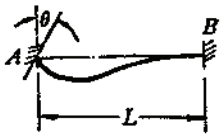


$R_A = -R_B = -\frac{12EI\Delta}{L^3}$ ；　$Q_x = -\frac{12EI\Delta}{L^3}$ ；

$M_A = -M_B = \frac{6EI\Delta}{L^2}$ ；　$M_x = \frac{6EI\Delta}{L^2}(1-2\xi)$ ；

$f_x = \Delta\ (1-3\xi^2+2\xi^3)$ ；　当$x = 0$；　$f_{max} = \Delta$

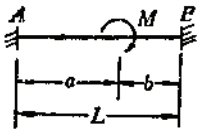
续表



$R_A = -R_B = -\frac{6EI\theta}{L^2}$ ， $Q_x = -\frac{6EI\theta}{L^2}$ ，

$M_A = \frac{4EI\theta}{L}$ ， $M_B = -\frac{2EI\theta}{L}$ ， $M_x = \frac{2EI\theta}{L}(2-3\xi)$ ，

$f_x = \theta x(1-\xi)^2$ ， 当 $x = \frac{L}{3}$ ， $f_{max} = \frac{4L\theta}{27}$



$R_A = -R_B = -\frac{6Mab}{L^3}$ ， $Q_x = R_A$；

$M_A = \frac{Mb}{L}(2-3\beta)$ ， $M_B = -\frac{Ma}{L}(2-3\alpha)$ ，

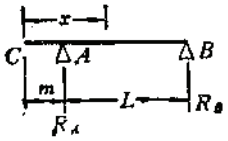
$M_{C右} = M_{max} = \frac{Ma}{L}(4-9\alpha+6\alpha^2)$ ，

$M_{C左} = -M(1-4\alpha+9\alpha^2-6\alpha^3)$ ，

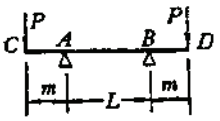
$AC段：f_x = \frac{1}{6EI}(-3M_A x^2 - R_A x^3)$

$CB段：f_x = \frac{1}{6EI}\left[(M_A+M)(6Lx-3x^2-3L^2) - R_A(2L^3-3L^2x+x^3)\right]$

带悬臂的梁内力及挠度计算公式 表附-1-5



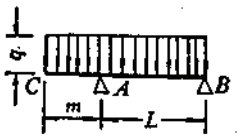
$\lambda = \frac{m}{L}$



$R_A = R_B = P$ ， $M_A = M_D = -Pm$；

$f_C = f_D = \frac{Pm^2L}{6EI}(3+2\lambda)$

当 $x = m + 0.5L$； $f_{min} = -\frac{PmL^2}{8EI}$



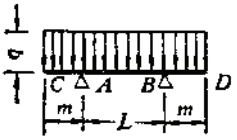
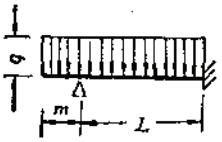
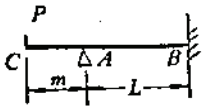
$R_A = \frac{qL}{2}(1+\lambda)^2$ ， $R_B = \frac{qL}{2}(1-\lambda^2)$

$M_A = -\frac{qm^2}{2}$ ， 若 $L>m$，当 $x = \frac{1}{2}(1+\lambda)^2$ ，

$M_{max} = \frac{qL^2}{8}(1-\lambda^2)^2$ ，

$f_C = \frac{qmL^3}{24EI}(-1+4\lambda^2+3\lambda^3)$

续表

	$R_A=R_B=\frac{qL}{2}\left(1+2\lambda\right)$，$M_A=M_B=-\frac{qm^2}{2}$； $M_{max}=\frac{qL^2}{8}\left(1-4\lambda^2\right)$，$f_{max}=\frac{qL^4}{384EI}\left(5-24\lambda^2\right)$， $f_C=f_D=\frac{qmL^3}{24EI}\left(-1+6\lambda^2+3\lambda^3\right)$
	$R_A=\frac{qL}{8}\left(3+8\lambda+6\lambda^2\right)$，$R_B=\frac{qL}{8}\left(5-6\lambda^2\right)$， $M_A=-\frac{qm^2}{2}$，$M=-\frac{qL^2}{8}\left(1-2\lambda^2\right)$， $f_C=\frac{qmL^3}{48EI}\left(-1+6\lambda^2+6\lambda^3\right)$
	$R_A=\frac{P}{2}\left(2+3\lambda\right)$，$R_B=-\frac{3Pm}{2L}$， $M_A=-Pm$，$M_B=\frac{Pm}{2}$；$f_C=\frac{Pm^2L}{12EI}\left(3+4\lambda\right)$， $x=m+\frac{L}{3}$；$f_{min}=-\frac{pmL^2}{27EI}$

1.2 刚 架 的 计 算

符号说明：

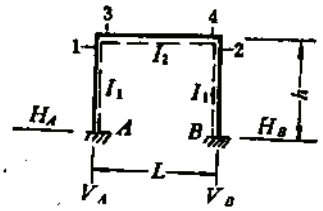
V——向上者为正；

H——向内者为正；

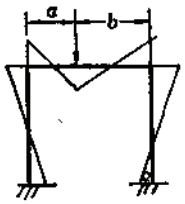
M——在各种类型的刚架中虚线的一面受拉为正；

刚架计算公式见表附-1-6，计算公式中的W值见表附-1-7，各种截面的力学特征见表附-1-8。

"Π"形刚架内力计算公式　　表附-1-6

	$K=\frac{h}{L}\times\frac{I_2}{I_1}$，$\mu_1=2+K$ $\mu_2=1+6K$

续表

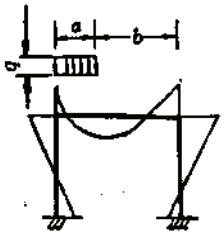


$\phi=\frac{1}{\mu_1}\left(1-2\alpha\right)$，$\alpha=\frac{a}{L}$；

$H_A=H_B=\frac{3PL}{2h\mu_1}\omega_{R\alpha}$

$M_A=M_B=\frac{PL}{2}\left(\frac{1}{\mu_1}\mp\phi\right)\omega_{R\alpha}$；

$M_1=M_2=-\frac{PL}{2}\left(\frac{2}{\mu_1}\pm\phi\right)\omega_{R\alpha}$

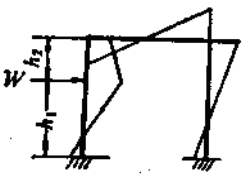


$\phi=\frac{1}{\mu_1}\left(3\alpha^2-2\alpha^3\right)$；$\alpha=\frac{a}{L}$

$H_A=H_B=\frac{qL^2}{4h}\phi$；$M_{A,B}=\frac{qL^2}{12}\left(\phi\mp\frac{3}{\mu_1}\omega^2{}_{R\alpha}\right)$；

$M_{1,2}=-\frac{qL^2}{12}\left(2\phi\pm\frac{3}{\mu_1}\omega^2_{R\alpha}\right)$

当$\alpha=L$时，$\phi=\frac{1}{\mu_1}$



$\alpha=\frac{h_1}{h}$，$\beta=\frac{h_2}{h}$，

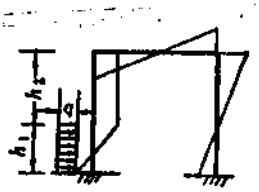
$H_{A,B}=-\frac{W}{2}\left\{1\pm1-\alpha-\frac{1}{\mu_1}\left[K\omega_{D\alpha}-\left(1+K\right)\omega_{D\beta}\right]\right\}$

$M_{A,B}=-\frac{Wh}{2}\left\{\frac{1}{\mu_1}\left[\left(1+K\right)\omega_{D\beta}-K\omega_{R\alpha}\right]\pm\alpha\left(1-\frac{3K\alpha}{\mu_1}\right)\right\}$

$M_{1,2}=-\frac{Wh}{2}K\alpha^2\left[\frac{1}{\mu_1}\left(1-\alpha\right)\mp\frac{3}{\mu_1}\right]$

当$h_1=h$：$H_A=-H_B=-\frac{W}{2}$

$M_A=-M_B=-\frac{3Wh}{2}\left(\frac{1}{3}-\frac{K}{\mu_1}\right)$；$M_1=-M_2=\frac{3WhK}{2\mu_1}$



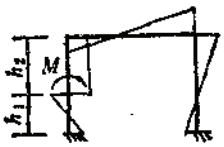
$\alpha=\frac{h_1}{h}$，$\beta=\frac{h_2}{h}$，$\phi=\frac{1}{2}-\omega_{\phi\beta}$

当$h_1=h$：$\phi=\frac{1}{2}$

$H_{A,B}=-\frac{qh}{4}\left\{2\alpha\pm2\alpha-\alpha^2-\frac{1}{\mu_1}\left[K\omega_{\phi\alpha}-\left(1+K\right)\phi\right]\right\}$

$M_{1,2}=-\frac{qh^2K}{4}\left[\frac{1}{3\mu_1}\left(2\omega_{\phi\alpha}-\phi\right)\mp\frac{2\alpha^2}{\mu_1}\right]$

续表



$$\alpha=\frac{h_1}{h}\ ,\quad \beta=\frac{h_2}{h}$$

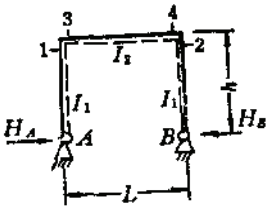
$$M_{A,B}=-\frac{M}{2}\left\{\frac{1}{3\mu_1}\left[KW_{M\alpha}+\left(3+2K\right)W_{M\beta}\right]\pm\left(1-\frac{6K\alpha}{\mu_2}\right)\right\}$$

$$H_{A,B}=\frac{M}{2h}\left\{1-\frac{1}{\mu_1}\left[KW_{M\alpha}+\left(1+K\right)W_{MP}\right]\right\}$$

$$M_{3,4}=\frac{MK}{2}\left[\frac{1}{3\mu_1}\left(2W_{M\alpha}+W_{M\beta}\right)\pm\frac{6\alpha}{\mu_2}\right]$$

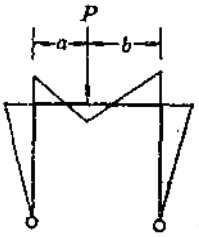
当 $h_1=h$，$H_{A,B}=\frac{3M}{2h\mu}$，$M_{A,B}=\frac{M}{2}\left(\frac{1}{\mu_1}\mp\frac{1}{\mu_2}\right)$，

$$M_{3,4}=\frac{MK}{2}\left(\frac{1}{\mu_1}\pm\frac{6}{\mu_2}\right)$$



$$\lambda=\frac{L}{h}\ ,\quad K=\frac{h}{L}\times\frac{I_2}{I_1}$$

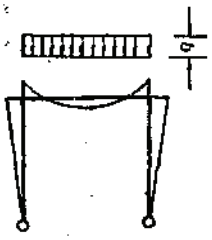
$$\mu=3+2K$$



$$\alpha=\frac{a}{L}\ ,\quad \beta=\frac{b}{L}\ ,\quad V_A=P\beta,$$

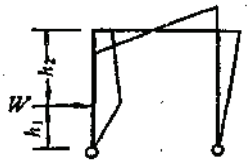
$$V_B=P\alpha\ ,\quad H_{A,B}=\frac{3P}{2\mu}\lambda W_{R\alpha},$$

$$M_{1,2}=-\frac{3PL}{2\mu}W_{R\alpha}$$



$$V_{A,B}=\frac{qL}{2}\ ,\quad H_{A,B}=\frac{qL}{4\mu}\lambda,$$

$$M_{1,2}=-\frac{qL^2}{4\mu}$$

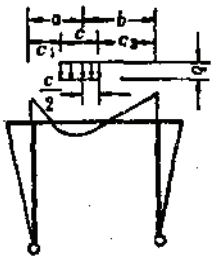
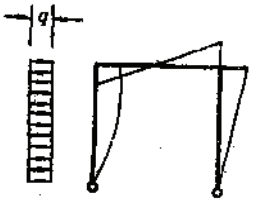
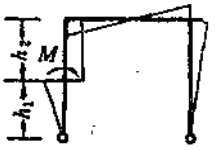
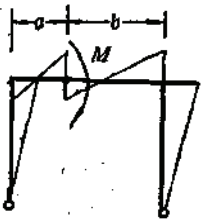


$$\alpha=\frac{h_1}{h}\ ,\quad \phi=\frac{1}{\mu}\left[3\left(1+K\right)-K\alpha^2\right]$$

$$V_A=-V_B=-\frac{Wh_1}{L}\ ,\ H_{A,B}=-\frac{W}{2}\left(1\pm1-\alpha\phi\right),$$

$$M_{1,2}=\frac{Wh\alpha}{2}\left(1\pm1-\phi\right),$$

续表

	当 $h_1=h_2$ $H_{A,B}=\mp\frac{W}{2}$, $M_{1,2}=\pm\frac{Wh}{2}$
	$\alpha=\frac{a}{L}$, $\beta=\frac{b}{L}$, $\gamma=\frac{c}{L}$, $\phi=\frac{\lambda}{2\mu}\left[3W_{R\alpha}-\left(\frac{\gamma}{2}\right)^2\right]$, $V_A=qc\beta$, $V_B=qc\alpha$, $H_{A,B}=qc\phi$, $M_{1,2}=-qch\phi$, 当 c_1 或 $c_2=0$: $\phi=\frac{\lambda\gamma}{4\mu}\left(3-2\gamma\right)$, 当 $c_1=c_2$: $\phi=\frac{\lambda}{8\mu}\left(3-\gamma^2\right)$
	$\phi=\frac{1}{2\mu}\left(6+5K\right)$, $V_A=-V_B=-\frac{qh^2}{2L}$, $H_{A,B}=-\frac{qh}{2}\left(1\pm1-\frac{\phi}{2}\right)$, $M_{1,2}=\frac{qh^2}{4}\left(1\pm1-\phi\right)$
	$\alpha=\frac{h_1}{h}$, $\phi=\frac{3}{\mu}\left[1+K\left(1-\alpha^2\right)\right]$, $V_A=-V_B=-\frac{M}{L}$, $H_{A,B}=\frac{M}{2h}\phi$, $M_{3,4}=\frac{M}{2}\left(1\pm1-\phi\right)$ 当 $h_1=0$: $\phi=\frac{3}{\mu}\left(1+K\right)$, 当 $h_2=0$: $\phi=\frac{3}{\mu}$
	$\alpha=\frac{a}{L}$, $\beta=\frac{b}{L}$, $\phi=\frac{3}{2\mu}\left(\beta^2-\alpha^2\right)=\frac{3}{2\mu}\left(\beta-\alpha\right)$ $V_A=-V_B=-\frac{M}{L}$, $H_{A,B}=\frac{M}{h}\phi$, $M_{1,2}=-M\phi$

注：表附-1-1～表附-1-6 主要摘自《建筑结构静力计算手册》，根据井巷工程的需要删去了不必要的计算公式。

梁分段的比值及 ω 的函数表　　表附-1-7

α	α^2	α^3	α^4	α^5	$\omega_{R\alpha}$	$\omega^2_{R\alpha}$	$\omega_{D\alpha}$	$\omega_{M\alpha}$	$\omega_{I\alpha}$	$\omega_{S\alpha}$
0.00	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	0.0000	−1.0000	0.0000	0.0000
0.01	0.0001	0.0000	0.0000	0.0000	0.0099	0.0001	0.0100	−0.9997	0.0001	0.0100
0.02	0.0004	0.0000	0.0000	0.0000	0.0196	0.0004	0.0200	−0.9988	0.0004	0.0200
0.03	0.0009	0.0000	0.0000	0.0000	0.0291	0.0008	0.0300	−0.9973	0.0009	0.0299
0.04	0.0016	0.0001	0.0000	0.0000	0.0384	0.0015	0.0399	−0.9952	0.0015	0.0399
0.05	0.0025	0.0001	0.0000	0.0000	0.0475	0.0023	0.0499	−0.9925	0.0024	0.0498
0.06	0.0036	0.0002	0.0000	0.0000	0.0564	0.0032	0.0598	−0.9892	0.0034	0.0596
0.07	0.0049	0.0003	0.0000	0.0000	0.0651	0.0042	0.0697	−0.9853	0.0046	0.0693
0.08	0.0064	0.0005	0.0000	0.0000	0.0736	0.0054	0.0795	−0.9808	0.0059	0.0790
0.09	0.0081	0.0007	0.0001	0.0000	0.0819	0.0067	0.0893	−0.9757	0.0074	0.0886
0.10	0.0100	0.0010	0.0001	0.0000	0.0900	0.0081	0.0990	−0.9700	0.0090	0.0981
0.11	0.0121	0.0013	0.0001	0.0000	0.0979	0.0096	0.1087	−0.9637	0.0108	0.1075
0.12	0.0144	0.0017	0.0002	0.0000	0.1056	0.0112	0.1183	−0.9568	0.0127	0.1168
0.13	0.0169	0.0022	0.0003	0.0000	0.1131	0.0128	0.1278	−0.9493	0.0147	0.1259
0.14	0.0196	0.0027	0.0004	0.0001	0.1204	0.0145	0.1373	−0.9412	0.0169	0.1349
0.15	0.0225	0.0034	0.0005	0.0001	0.1275	0.0163	0.1466	−0.9325	0.0191	0.1438
0.16	0.0256	0.0041	0.0007	0.0001	0.1344	0.0181	0.1559	−0.9232	0.0215	0.1525
0.17	0.0289	0.0049	0.0008	0.0001	0.1411	0.0199	0.1651	−0.9133	0.0240	0.1610
0.18	0.0324	0.0058	0.0010	0.0002	0.1476	0.0218	0.1742	−0.9028	0.0266	0.1694
0.19	0.0361	0.0069	0.0013	0.0002	0.1539	0.0237	0.1831	−0.8917	0.0292	0.1776
0.20	0.0400	0.0080	0.0016	0.0003	0.1600	0.0256	0.1920	−0.8800	0.0320	0.1856
0.21	0.0441	0.0093	0.0019	0.0004	0.1659	0.0275	0.2007	−0.8677	0.0348	0.1934
0.22	0.0484	0.0106	0.0023	0.0005	0.1716	0.0294	0.2094	−0.8548	0.0378	0.2010
0.23	0.0529	0.0122	0.0028	0.0006	0.1771	0.0314	0.2178	−0.8413	0.0407	0.2085
0.24	0.0576	0.0138	0.0033	0.0008	0.1824	0.0333	0.2262	−0.8272	0.0438	0.2157
0.25	0.0625	0.0156	0.0039	0.0010	0.1875	0.0352	0.2344	−0.8125	0.0469	0.2227
0.26	0.0676	0.0176	0.0046	0.0012	0.1924	0.0370	0.2424	−0.7972	0.0500	0.2294
0.27	0.0729	0.0197	0.0053	0.0014	0.1971	0.0388	0.2503	−0.7813	0.0532	0.2359
0.28	0.0784	0.0220	0.0061	0.0017	0.2016	0.0406	0.2580	−0.7648	0.0564	0.2422
0.29	0.0841	0.0244	0.0071	0.0021	0.2059	0.0424	0.2656	−0.7477	0.0597	0.2483
0.30	0.0900	0.0270	0.0081	0.0024	0.2100	0.0441	0.2730	−0.7300	0.0630	0.2541
0.31	0.0961	0.0298	0.0092	0.0029	0.2139	0.0458	0.2802	−0.7117	0.0663	0.2597
0.32	0.1024	0.0328	0.0105	0.0034	0.2176	0.0473	0.2872	−0.6928	0.0696	0.2649
0.33	0.1089	0.0359	0.0119	0.0039	0.2211	0.0489	0.2941	−0.6733	0.0730	0.2700
1/3	0.1111	0.0370	0.0123	0.0041	0.2222	0.0494	0.2963	−0.6667	0.0741	0.2718
0.34	0.1156	0.0393	0.0134	0.0045	0.2244	0.0504	0.3007	−0.6532	0.0763	0.2748
0.35	0.1225	0.0429	0.0150	0.0053	0.2275	0.0518	0.3071	−0.6325	0.0796	0.2793
β	β^2	β^3	β^4	β^5	$\omega_{R\beta}$	$\omega^2_{R\beta}$	$\omega_{D\beta}$	$\omega_{M\beta}$	$\omega_{I\beta}$	$\omega_{S\beta}$

续表

α	α^2	α^3	α^4	α^5	$\omega_{R\alpha}$	$\omega_{R\alpha}^2$	$\omega_{D\alpha}$	$\omega_{M\alpha}$	$\omega_{\tau\alpha}$	$\omega_{S\alpha}$
0.36	0.1296	0.0467	0.0168	0.0060	0.2304	0.0531	0.3133	−0.6112	0.0829	0.2835
0.37	0.1369	0.0507	0.0187	0.0069	0.2331	0.0543	0.3193	−0.5893	0.0862	0.2874
0.38	0.1444	0.0549	0.0209	0.0079	0.2356	0.0555	0.3251	−0.5668	0.0895	0.2911
0.39	0.1521	0.0593	0.0231	0.0090	0.2379	0.0566	0.3307	−0.5437	0.0928	0.2945
0.40	0.1600	0.0640	0.0256	0.0102	0.2400	0.0576	0.3360	−0.5200	0.0960	0.2976
0.41	0.1681	0.0689	0.0283	0.0116	0.2419	0.0585	0.3411	−0.4957	0.0992	0.3004
0.42	0.1764	0.0741	0.0311	0.0131	0.2436	0.0593	0.3459	−0.4708	0.1023	0.3029
0.43	0.1849	0.0795	0.0342	0.0147	0.2451	0.0601	0.3505	−0.4453	0.1054	0.3052
0.44	0.1936	0.0852	0.0375	0.0165	0.2464	0.0607	0.3548	−0.4192	0.1084	0.3071
0.45	0.2025	0.0911	0.0410	0.0185	0.2475	0.0613	0.3589	−0.3925	0.1114	0.3088
0.46	0.2116	0.0973	0.0448	0.0206	0.2484	0.0617	0.3627	−0.3652	0.1143	0.3101
0.47	0.2209	0.1038	0.0488	0.0229	0.2491	0.0621	0.3662	−0.3373	0.1171	0.3112
0.48	0.2304	0.1106	0.0531	0.0255	0.2496	0.0623	0.3694	−0.3088	0.1198	0.3119
0.49	0.2401	0.1176	0.0576	0.0282	0.2499	0.0625	0.3724	−0.2797	0.1225	0.3124
0.50	0.2500	0.1250	0.0625	0.0313	0.2500	0.0625	0.3750	−0.2500	0.1250	0.3125
0.51	0.2601	0.1327	0.0677	0.0345	0.2499	0.0625	0.3773	−0.2197	0.1274	0.3124
0.52	0.2704	0.1406	0.0731	0.0380	0.2496	0.0623	0.3794	−0.1888	0.1298	0.3119
0.53	0.2809	0.1489	0.0789	0.0418	0.2491	0.0621	0.3811	−0.1573	0.1320	0.3112
0.54	0.2916	0.1575	0.0850	0.0459	0.2484	0.0617	0.3825	−0.1252	0.1341	0.3101
0.55	0.3025	0.1664	0.0915	0.0503	0.2475	0.0613	0.3836	−0.0925	0.1361	0.3088
0.56	0.3136	0.1756	0.0983	0.0551	0.2464	0.0607	0.3844	−0.0592	0.1380	0.3071
0.57	0.3249	0.1852	0.1056	0.0602	0.2451	0.0601	0.3848	−0.0253	0.1397	0.3052
0.58	0.3364	0.1951	0.1132	0.0656	0.2436	0.0593	0.3849	0.0092	0.1413	0.3029
0.59	0.3481	0.2054	0.1212	0.0715	0.2419	0.0585	0.3846	0.0443	0.1427	0.3004
0.60	0.3600	0.2160	0.1296	0.0778	0.2400	0.0576	0.3840	0.0800	0.1440	0.2976
0.61	0.3721	0.2270	0.1385	0.0845	0.2379	0.0566	0.3830	0.1163	0.1451	0.2945
0.62	0.3844	0.2383	0.1478	0.0916	0.2356	0.0555	0.3817	0.1532	0.1461	0.2911
0.63	0.3969	0.2500	0.1575	0.0992	0.2331	0.0543	0.3800	0.1907	0.1469	0.2874
0.64	0.4096	0.2621	0.1678	0.1074	0.2304	0.0531	0.3779	0.2288	0.1475	0.2835
0.65	0.4225	0.2746	0.1785	0.1160	0.2275	0.0518	0.3754	0.2675	0.1479	0.2793
0.66	0.4356	0.2875	0.1897	0.1252	0.2244	0.0504	0.3725	0.3068	0.1481	0.2748
2/3	0.4444	0.2963	0.1975	0.1317	0.2222	0.0494	0.3704	0.3333	0.1481	0.2716
0.67	0.4489	0.3008	0.2015	0.1350	0.2211	0.0489	0.3692	0.3467	0.1481	0.2700
0.68	0.4624	0.3144	0.2138	0.1454	0.2176	0.0473	0.3656	0.3872	0.1480	0.2649
0.69	0.4761	0.3285	0.2267	0.1564	0.2139	0.0458	0.3615	0.4283	0.1476	0.2597
0.70	0.4900	0.3430	0.2401	0.1681	0.2100	0.0441	0.3570	0.4700	0.1470	0.2541
β	β^2	β^3	β^4	β^5	$\omega_{R\beta}$	$\omega_{R\beta}^2$	$\omega_{D\beta}$	$\omega_{M\beta}$	$\omega_{\tau\beta}$	$\omega_{S\beta}$

续表

α	α^2	α^3	α^4	α^5	$\omega_{R\alpha}$	$\omega_{R\alpha}^2$	$\omega_{D\alpha}$	$\omega_{M\alpha}$	$\omega_{T\alpha}$	$\omega_{S\alpha}$
0.71	0.5041	0.3579	0.2541	0.1804	0.2059	0.0424	0.3521	0.5123	0.1462	0.2483
0.72	0.5184	0.3732	0.2687	0.1935	0.2016	0.0406	0.3468	0.5552	0.1452	0.2422
0.73	0.5329	0.3890	0.2840	0.2073	0.1971	0.0388	0.3410	0.5987	0.1439	0.2359
0.74	0.5476	0.4052	0.2999	0.2219	0.1924	0.0370	0.3348	0.6428	0.1424	0.2294
0.75	0.5625	0.4219	0.3164	0.2373	0.1875	0.0352	0.3281	0.6875	0.1406	0.2227
0.76	0.5776	0.4390	0.3336	0.2536	0.1824	0.0333	0.3210	0.7328	0.1386	0.2157
0.77	0.5929	0.4565	0.3515	0.2707	0.1771	0.0314	0.3135	0.7787	0.1364	0.2085
0.78	0.6084	0.4746	0.3702	0.2887	0.1716	0.0294	0.3054	0.8252	0.1338	0.2010
0.79	0.6241	0.4930	0.3896	0.3077	0.1659	0.0275	0.2970	0.8723	0.1311	0.1934
0.80	0.6400	0.5120	0.4096	0.3277	0.1600	0.0256	0.2880	0.9200	0.1280	0.1856
0.81	0.6561	0.5314	0.4305	0.3487	0.1539	0.0237	0.2786	0.9683	0.1247	0.1776
0.82	0.6724	0.5514	0.4521	0.3707	0.1476	0.0218	0.2686	1.0172	0.1210	0.1694
0.83	0.6889	0.5718	0.4746	0.3939	0.1411	0.0199	0.2582	1.0667	0.1171	0.1610
0.84	0.7056	0.5927	0.4979	0.4182	0.1344	0.0181	0.2473	1.1168	0.1129	0.1525
0.85	0.7225	0.6141	0.5220	0.4437	0.1275	0.0163	0.2359	1.1675	0.1084	0.1438
0.86	0.7396	0.6361	0.5470	0.4704	0.1204	0.0145	0.2239	1.2188	0.1035	0.1349
0.87	0.7569	0.6585	0.5729	0.4984	0.1131	0.0128	0.2115	1.2707	0.0984	0.1259
0.88	0.7744	0.6815	0.5997	0.5277	0.1056	0.0112	0.1985	1.3232	0.0929	0.1168
0.89	0.7921	0.7050	0.6274	0.5584	0.0979	0.0095	0.1850	1.3763	0.0871	0.1075
0.90	0.8100	0.7290	0.6561	0.5905	0.0900	0.0081	0.1710	1.4300	0.0810	0.0981
0.91	0.8281	0.7536	0.6857	0.6240	0.0819	0.0067	0.1564	1.4843	0.0745	0.0886
0.92	0.8464	0.7787	0.7164	0.6591	0.0736	0.0054	0.1413	1.5392	0.0677	0.0790
0.93	0.8649	0.8044	0.7481	0.6957	0.0651	0.0042	0.1256	1.5947	0.0605	0.0693
0.94	0.8836	0.8306	0.7807	0.7339	0.0564	0.0032	0.1094	1.6508	0.0530	0.0596
0.95	0.9025	0.8574	0.8145	0.7738	0.0475	0.0023	0.0926	1.7075	0.0451	0.0498
0.96	0.9216	0.8847	0.8493	0.8153	0.0384	0.0015	0.0753	1.7648	0.0369	0.0399
0.97	0.9409	0.9127	0.8853	0.8587	0.0291	0.0008	0.0573	1.8227	0.0282	0.0299
0.98	0.9604	0.9412	0.9224	0.9039	0.0196	0.0004	0.0388	1.8812	0.0192	0.0200
0.99	0.9801	0.9703	0.9606	0.9510	0.0099	0.0001	0.0197	1.9403	0.0098	0.0100
1.00	1.0000	1.0000	1.0000	1.0000	0.0000	0.0000	0.0000	2.0000	0.0000	0.0000
β	β^2	β^3	β^4	β^5	$\omega_{R\beta}$	$\omega_{R\beta}^2$	$\omega_{D\beta}$	$\omega_{M\beta}$	$\omega_{T\beta}$	$\omega_{S\beta}$

注：1. α和β的含义见表附-1-1～表附-1-6。

2. 对于脚标为β的ω值，须根据已知的β值自底行向上查。如果已知值为α，则按公式$\beta=1-\alpha$求得β后再查表。

3. 函数ω与参数α或β间的关系式：

$$\omega_{R\alpha}=\omega_{R\beta}=\alpha\beta=\alpha-\alpha^2=\beta-\beta^2$$

$$\omega_{D\alpha}=\alpha-\alpha^3=\alpha(1-\alpha^2)=\beta(2-3\beta+\beta^2)=3\omega_{R\alpha}-\omega_{D\beta}=\omega_{R\alpha}(1+\alpha)=\omega_{R\alpha}(2-\beta)$$

$$\omega_{D\beta}=\beta-\beta^3=\beta(1-\beta^2)=\alpha(2-3\alpha+\alpha^2)=3\omega_{R\alpha}-\omega_{D\alpha}=\omega_{R\alpha}(1+\beta)=\omega_{R\alpha}(2-\alpha)$$

$$\omega_{M\alpha}=3\alpha^2-1=2-6\beta+3\beta^2=\omega_{M\beta}-3(2\beta-1)=1-6\omega_{R\alpha}-\omega_{M\beta}$$

$$\omega_{M\beta}=3\beta^2-1=2-6\alpha+3\alpha^2=\omega_{M\alpha}-3(2\alpha-1)=1-6\omega_{R\alpha}-\omega_{M\alpha}$$

$$\omega_{S\alpha}=\omega_{S\beta}=\alpha-2\alpha^3+\alpha^4=\beta-2\beta^3+\beta^4=\omega_{R\alpha}(1+\omega_{R\alpha})$$

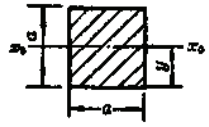
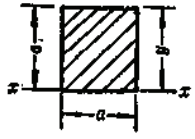
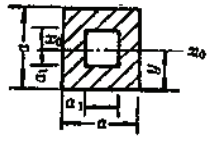
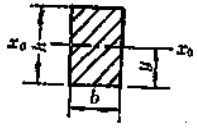
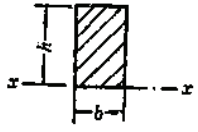
$$\omega_{T\alpha}=\alpha\omega_{R\alpha}=\alpha^2\beta=\alpha^2-\alpha^3$$

$$\omega_{T\beta}=\beta\omega_{R\alpha}=\alpha\beta^2=\beta^2-\beta^3=\alpha-2\alpha^2+\alpha^3$$

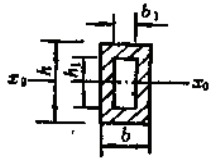
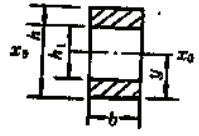
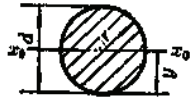
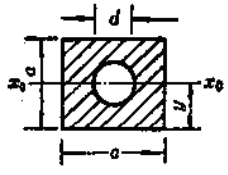
函数ω的参数也可以是ξ或ζ，关系式是相同的，只是变换脚标以示区别。ω的脚标的意义是：第一个字母表示某一特定的函数关系，如上列诸关系式；第二个字母表示参数的符号，例如$\omega_{M\beta}=3\beta^2-1$，$\omega_{M\xi}=3\zeta^2-1$，$\omega_{R\xi}=\xi\zeta$等。但必须符合下列条件：$\alpha+\beta=1$或$\xi+\zeta=1$等。

各种截面的力学特征表

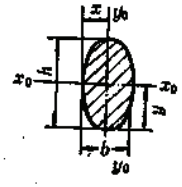
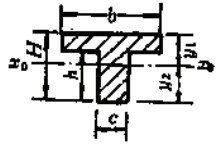
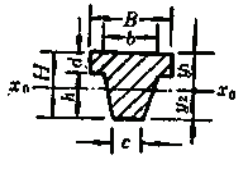
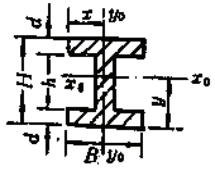
表附-1-8

截面简图	截面积 A	轴线至边线距离 y; x	惯性距 I	抵抗矩 W	回转半径 r
	$A=a^2$	$y=\frac{a}{2}$	$I=\frac{a^4}{12}$	$W=\frac{a^3}{6}$	$r=0.289a$
	$A=a^2$	$y=a$	$I=\frac{a^4}{3}$		
	$A=a^2-a_1^2$	$y=\frac{a}{2}$	$I=\frac{a^4-a_1^4}{12}$	$W=\frac{a^4-a_1^4}{6a}$	$r=0.289\sqrt{a^2+a_1^2}$
	$A=bh$	$y=\frac{h}{2}$	$I=\frac{bh^3}{12}$	$W=\frac{1}{6}bh^2$	$r=0.289h$
	$A=bh$	$y=h$	$I=\frac{bh^3}{3}$		

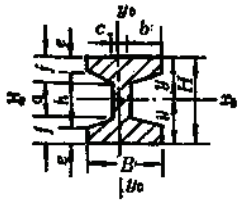
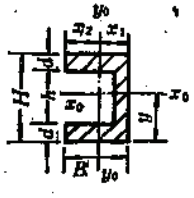
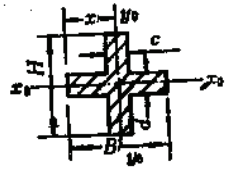
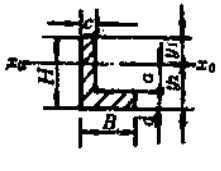
续表

截面简图	截面积 A	轴线至边线距离 y, x	惯性矩 I	抵抗矩 W	回转半径 r
	$A=bh-b_1h_1$	$y=\frac{h}{2}$	$I=\frac{bh^3-b_1h_1^3}{12}$	$W=\frac{bh^3-b_1h_1^3}{6h}$	$r=0.289\sqrt{\frac{bh^3-b_1h_1^3}{bh-b_1h_1}}$
	$A=b(h-h_1)$	$y=\frac{h}{2}$	$I=\frac{b(h^3-h_1^3)}{12}$	$W=\frac{b(h^3-h_1^3)}{6h}$	$r=0.289\sqrt{\frac{h^3-h_1^3}{h-h_1}}$
	$A=\frac{\pi d^2}{4}$	$y=\frac{d}{2}$	$I=\frac{\pi d^4}{64}$	$W=0.0982d^3$	$r=\frac{1}{4}d$
	$A=\frac{\pi(d^2-d_1^2)}{4}$	$y=\frac{d}{2}$	$I=\frac{\pi(d^4-d_1^4)}{64}$	$W=0.0982\frac{d^4-d_1^4}{d}$	$r=\frac{\sqrt{d^2+d_1^2}}{4}$
	$A=a^2-\frac{\pi d^2}{4}$	$y=\frac{a}{2}$	$I=\frac{1}{12}\left(a^4-\frac{3\pi}{16}d^4\right)$	$W=\frac{1}{6a}\left(a^4-\frac{3\pi}{16}d^4\right)$	$r=\sqrt{\frac{I}{A}}$

续表

截面简图	截面积 A	轴线至边线距离 y_1 x	惯性矩 I	低抗矩 W	回转半径 r
	$A=\frac{\pi bh}{4}$	$y=\frac{h}{2}$ $x=\frac{b}{2}$	$I_x=\frac{\pi bh^3}{64}$ $I_y=\frac{\pi hb^3}{64}$	$W_x=0.0982bh^2$ $W_y=0.0982hb^2$	$r_x=\frac{1}{4}h$ $r_y=\frac{1}{4}b$
	$A=bd+hC$	$y_1=\frac{CH^2+d^2(B-C)}{2(bd+hC)}$ $y_2=H-y_1$	$I_x=\frac{1}{3}\left[Cy_2^3+by_1^3-(b-C)(y_1-d)^3\right]$ $I_y=\frac{1}{3}(db^3+hC^3)$		
	$A=Bd+\frac{h}{2}(b+C)$	$y_1=\frac{3d(Bd+bh+Ch)}{6Bd+3h(b+C)}+\frac{h^2(b+2C)}{6Bd+3h(b+C)}$ $y_2=H-y_1$	$I_x=\frac{1}{12}\left[4Bd^3+(b+3C)h^3\right]-\left[Bd+\frac{h}{2}(b+C)\right]\times(y_1-d)^2$		
	$A=Ch+2Bd$	$y=\frac{1}{2}H$ $x=\frac{1}{2}B$	$I_x=\frac{1}{12}\left[BH^3-(B-C)h^3\right]$ $I_y=\frac{1}{12}(hC^3+2dB^3)$		

续表

截面简图	截面积 A	轴线至边线距离 y，x	惯性矩 I	截面系数 W	回转半径 r
	$A=CH+2b\ (s+f)$	$y=\frac{1}{2}H$ $x=\frac{1}{2}B$	$I_y=\frac{1}{12}\left[B^3\left(H-h\right)+aC^3+\frac{tg\alpha}{4}\left(B^4-C^4\right)\right]$ 式中 $tg\alpha=\frac{h-a}{B-C}$		
	$A=BH-h(B-C)$	$y=\frac{1}{2}H$ $x_1=B-x_2$ $x_2=\frac{1}{2}\left[\frac{B^2H-h(B-C)^2}{BH-h(B-C)}\right]$	$I_x=\frac{1}{12}\left[BH^3-\left(B-C\right)h^3\right]$ $I_y=\frac{1}{3}\left(2B^3d+hC^3\right)-\left[BH-h\left(B-C\right)\right]x_1^2$		
	$A=CH+d(B-C)$	$y=\frac{1}{2}H$ $x=\frac{1}{2}B$	$I_x=\frac{1}{12}\left[CH^3+d^3\left(B-C\right)\right]$ $I_y=\frac{1}{12}[dB^3+C^3(H-d)]$		
	$A=CH+bd$	$y_1=H-y_2$ $y_2=\frac{1}{2}\frac{CH^2+bd^2}{CH+bd}$	$I_x=\frac{1}{3}\left(By_2^3-bs^3+cy_1^3\right)$		

注：本表的部分内容摘自《建筑结构静力计算手册》，中国建筑工业出版社，1974年。

附录2　木结构构件计算

2.1　木结构构件计算用表

受弯构件容许挠度值　　表附-2-1

项　次	构　件　类　别		挠度控制值 [V]
1	檩　条	$L\leqslant3.3$m	$L/200$
		$L>3.3$m	$L/200$
2	椽　条		$L/150$
3	板壁和顶棚的受弯构件		$L/250$
4	[illegible]		$L/250$

注：L为受弯构件的计算跨度

受压构件的容许长细比　　表附-2-2

项　次	构　件　类　别	长细比控制值
1	结构的主要承重构件（包括桁架的弦杆、支座处的竖杆或斜杆以及承重柱等）	120
2	一般构件	150
3	支　撑	200

承重结构木构件的用材等级　　表附-2-3

项　次	构　件　类　别	木材等级
1	受拉或拉弯构件	Ⅰ
2	受弯或压弯构件	Ⅱ
3	受压构件及次要受弯构件（如吊顶小龙骨等）	Ⅲ

木材的设计强度和弹性模量的调整系数　　表附-2-4

项　次	使　用　条　件	调整系数	
		设计强度	弹性模量
1	露天结构	0.9	0.85
2	在生产性高温影响下，木材表面温度达40～50℃	0.8	0.8
3	恒荷载验算	0.8	0.8
4	木构筑物	0.9	1.0
5	施工荷载	1.3	1.0
6	地震荷载	1.25	1.0

注：1. 当恒载所产生的内力超过全部荷载所产生的内力的80%时，尚应单独以恒载进行验算。
2. 当若干条件同时出现时，表中各系数应连乘。

常用树种木材的设计强度和弹性模量（N/mm²）　　表附-2-5

强度等级	组别	适用树种	抗弯 f_m	顺纹强度 抗压及承压 f_c	顺纹强度 抗拉 f_t	顺纹强度 抗剪 f_v	横纹承压 $f_{c,90}$ 全表面	横纹承压 $f_{c,90}$ 局部表面及齿面	横纹承压 $f_{c,90}$ 拉力螺栓垫板下面	弹性模量 E
T_c17	A	柏　木	17	16	10	1.7	2.3	3.5	4.6	10000
	B	东北落叶松		15	9.5	1.6				
T_c15	A	铁杉、油杉	15	13	9	1.6	2.1	3.1	4.2	10000
	B	鱼鳞云杉、西南云杉、赤松、新疆落叶松		12	8.5	1.5				
T_c13	A	油松、云南松、马尾松、建柏	13	12	8.5	1.5	1.9	2.9	3.8	10000
	B	红皮云杉、丽江云杉、红松、樟子松		10	8.0	1.4				9000
T_c11	A	西北云杉、新疆云杉	11	10	7.5	1.4	1.8	2.7	3.6	9000
	B	杉木、冷杉		10	7.0	1.2				
T_B20		栎木、青冈、椆木	20	18	12	2.8	4.2	6.3	8.4	12000
T_B17		水曲柳	17	16	11	2.4	3.8	5.7	7.6	11000
T_B15		锥栗（烤木）、桦木	15	14	10	2.0	3.1	4.7	6.2	10000

注：1. 当计算木结构端部或接头处的拉力螺栓垫板时，木材横纹承压设计强度应按“局部表面及齿面”一栏取用。
2. 木材树种归类说明见木结构设计规范GBJ5—87附录。

2.2　木结构构件的计算

2.2.1　轴心受拉和轴心受压构件

2.2.1.1　轴心受拉构件的承载能力计算

轴心受拉构件的承载能力计算如下：

$$\sigma_t \leqslant f_t \tag{附-2-1}$$

$$\sigma_t = \frac{N}{A_n} \tag{附-2-2}$$

式中 σ_t——轴心受拉设计应力，MPa；

f_t——木材顺纹抗拉设计强度，MPa；

N——轴心设计拉力，N；

A_n——受拉构件的净截面面积，mm^2，计算A_n时应将分布在15cm长度上的缺孔投影到同一截面上扣除。

2.2.1.2 轴心受压构件计算

按强度验算：

$$\sigma_C \leqslant f_C \tag{附-2-3}$$

$$\sigma_C = \frac{N}{A_n} \tag{附-2-4}$$

式中 σ_C——轴心受压设计应力，MPa；

f_C——木材顺纹抗压设计强度，MPa；

N——轴心设计压力，N；

A_n——受压构件的净截面面积，mm^2。

按稳定验算：

$$\frac{N}{\varphi A_0} \leqslant f_C \tag{附-2-5}$$

$$\lambda = \frac{L_0}{\sqrt{\frac{I}{A}}} \tag{附-2-6}$$

当$\lambda \leqslant 91$时：

$$\varphi = \frac{1}{1+\left(\frac{\lambda}{65}\right)^2} \tag{附-2-7}$$

当$\lambda > 91$时：

$$\varphi = \frac{2800}{\lambda^2} \tag{附-2-8}$$

式中 A_0——受压构件的计算面积，mm^2，当构件无缺口时，$A_0 = A$，缺口不在边缘时，$A_0 = 0.9A$，缺口在边缘且为对称时，$A_0 = A_n$；

A——构件毛截面面积，mm^2；

φ——纵向弯曲系数；

λ——构件细长比；

I——构件毛截面惯性矩，mm^4；

l_0——受压构件的计算长度（mm），按实际长度乘以下列系数，两端铰接乘以1.0，一端固定一端自由乘以2.0，一端固定一端铰接时，乘以0.8；

其余符号同前。

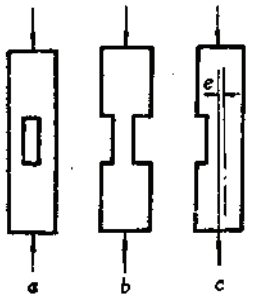


图 附 -2-1　受压构件缺口示意图

2.2.2　受弯构件

2.2.2.1　受弯构件的抗弯承载能力和挠度计算

（1）承载能力验算：

$$\sigma_m \leqslant f_m \tag{附-2-9}$$

$$\sigma_m = \frac{M}{W_n} \tag{附-2-10}$$

式中　σ_m——受弯设计应力，MPa；

f_m——木材抗弯设计强度，MPa；

M——设计弯矩，N·mm；

W_n——构件的净截面抵抗矩，mm^3。

（2）挠度验算：

$$v \leqslant [v] \tag{附-2-11}$$

式中　v——构件按短期荷载效应组合计算的挠度；

$[v]$——受弯构件的容许挠度值。

（3）受弯构件的抗剪承载能力验算：

$$\tau \leqslant f_v \tag{附-2-12}$$

$$\tau = \frac{VS}{Ib} \tag{附-2-13}$$

式中　τ——受剪设计应力，MPa；

f_v——木材顺纹抗剪设计强度，MPa；

V——设计剪力，N；

I——构件毛截面的惯性矩，mm^4；

b——构件截面宽度，mm；

S——中和轴以上的毛截面面积对中和轴的面积矩，mm^3。

2.2.2.2　双向受弯构件计算

（1）按承载能力验算：

$$\sigma_{mx} + \sigma_{my} \leqslant f_m \tag{附-2-14}$$

$$\sigma_{mx} = \frac{M_x}{W_{nx}} \tag{附-2-15}$$

$$\sigma_{my}=\frac{M_y}{W_{ny}} \tag{附-2-16}$$

式中 M_x、M_y——分别为对构件截面 x 轴和 y 轴的弯矩，N·mm；

W_{nx}、W_{ny}——对 x 轴和 y 轴的净截面抵抗矩，mm^3；

σ_{mx}、σ_{my}——对 x 轴和 y 轴的设计应力，MPa。

（2）按挠度验算：

$$v=\sqrt{v_x^2+v_y^2}\leqslant[v] \tag{附-2-17}$$

式中 v_x、v_y——按荷载的短期效应组合计算的沿垂直于构件截面 x 轴和 y 轴方向的挠度，mm；

$[v]$——受弯构件的容许挠度值，按表附-2-1取用。

2.2.3 拉弯和压弯构件

（1）拉变构件的承载能力验算：

$$\frac{N}{A_n}+\frac{Mf_t}{W_nf_m}\leqslant f_t \tag{附-2-18}$$

式中符号同前。

（2）压弯构件的承载能力验算：

$$\frac{N}{\varphi\varphi_mA_0}\leqslant f_C \tag{附-2-19}$$

$$\varphi_m=\left[1-\frac{\sigma_m}{f_m\left(1+\sqrt{\frac{\sigma_c}{f_m}}\right)}\right]^2 \tag{附-2-20}$$

式中 φ_m——考虑轴心力和横向弯矩共同作用的折减系数；

其余符号意义同前。

当不需考虑纵向弯曲系数φ影响时，可按下式验算

$$\frac{N}{A_n}+\frac{Mf_C}{W_nf_m}\leqslant f_C \tag{附-2-21}$$

式中符号同前。

附录3 钢构件计算

3.1 钢构件计算基础资料

3.1.1 强度设计指标和物理性能指标

3.1.1.1 强度设计指标

钢材和连接的设计强度，应根据表附-3-1的钢材分组表，按表附-3-2至表附-3-4采用。

3号钢钢材分组尺寸(mm)　　表附-3-1

组别	圆钢、方钢和扁钢的直径或厚度	角钢、工字钢和槽钢的厚度	钢板的厚度
第1组	≤40	≤15	≤20
第2组	>40～100	>15～20	>20～40
第3组		>20	>40～50

注：1. 工字钢及槽钢的厚度系指腹板的厚度。
2. 当钢材厚度或直径超过本表中规定的数值，或采用本表中未列入的其他钢号时，钢材和连接的设计强度另行确定。

钢材的设计强度(MPa)　　表附-3-2

钢材			抗拉、抗压和抗弯	抗剪	端面承压(刨平顶紧)
钢号	组别	厚度或直径(mm)	f	f_v	f_{ce}
3号钢	第1组	—	215	125	320
	第2组	—	200	115	320
	第3组	—	190	110	320
16Mn钢 16Mnq钢	—	≤16	315	185	445
	—	17～25	300	175	425
	—	26～36	290	170	410
15MnV钢 15MnVq钢	—	≤16	350	205	450
	—	17～25	335	195	435
	—	26～36	320	185	415

注：3号镇静钢钢材的抗拉、抗压、抗弯以及抗剪设计强度可按表中数值增加5%。

焊缝的设计强度（MPa） 表附-3-3

焊接方法和焊条型号	构件钢材			对接焊缝				角焊缝
	钢号	组别	厚度或直径（mm）	抗压 f_c^w	满足《钢结构工程施工及验收规范》中下列级别焊缝的检验质量标准时，抗拉和抗弯 f_t^w Ⅰ、Ⅱ级	Ⅲ级	抗剪 f_v^w	抗拉、抗压和抗剪 f_f^w
自动焊、半自动焊和用E43型焊条的手工焊	3号钢	第1组	—	215	215	185	125	160
		第2组	—	200	200	170	115	160
		第3组	—	190	190	160	110	160
自动焊、半自动焊和用E50型焊条的手工焊	16Mn钢	—	≤16	315	315	270	185	200
		—	17～25	300	300	255	175	200
	16Mnq钢	—	26～36	290	290	245	170	200
自动焊、半自动焊和用E55型焊条的手工焊	15MnV钢	—	≤16	350	350	300	205	220
		—	17～25	335	335	285	195	220
	15MnVq钢	—	26～36	320	320	270	185	220

注：自动焊和半自动焊所采用的焊丝和焊剂，应保证其熔敷金属抗拉强度不低于相应手工焊条的数值。

螺栓连接的设计强度（MPa） 表附-3-4

螺栓和构件		构件钢材		普通螺栓						锚栓	承压型高强螺栓	
				普别螺栓			精制级螺栓					
名称	钢号或性能等级	组别	厚度（mm）	抗拉 f_t^b	抗剪 f_v^b	承压 f_c^b	抗拉 f_t^b	抗剪（Ⅰ类孔） f_v^b	承压（Ⅰ类孔） f_c^b	抗拉 f_a^t	抗剪 f_v^b	承压 f_c^b
普通螺栓	3号钢	—		170	130	—	170	170	—	—	—	—
锚栓	3号钢	—		—	—	—	—	—	—	140	—	—
	16Mn钢	—		—	—	—	—	—	—	180	—	—
承压型高强螺栓	8.8级	—		—	—	—	—	—	—	—	250	—
	10.9级	—		—	—	—	—	—	—	—	310	—
构件	3号钢	第1～3组	—	—	—	305	—	—	400	—	—	465
	16Mn钢	—	≤16	—	—	420	—	—	550	—	—	640
			17～25	—	—	400	—	—	530	—	—	615
	16Mnq钢		26～36	—	—	385	—	—	510	—	—	590
	15MnV钢	—	≤16	—	—	435	—	—	570	—	—	665
	15MnVq钢		17～25	—	—	420	—	—	550	—	—	640
			26～36	—	—	400	—	—	530	—	—	615

注：1. 孔壁质量属于下列情况者为Ⅰ类孔：（1）在装配好的构件上按设计孔径钻成的孔；（2）在单个零件上和构件上按设计孔径分别用钻模钻成的孔；（3）在单个零件上先钻成或冲成较小的孔径，然后在装配好的构件上再扩钻至设计孔径的孔。

2. 在单个零件上一次冲成或不用钻模钻成设计孔径的孔属Ⅱ类孔。

3.1.1.2　强度设计指标的折减系数

计算下列情况的结构构件或连接时，其设计强度应乘以相应的折减系数，见表附-3-5。

结构构件或连接设计强度的折减系数　　表附-3-5

项　次	使　用　条　件	折 减 系 数
1	单面连接的角钢	
	（1）按轴心受力计算强度和连接	0.85
	（2）按轴心受压计算稳定性	
	等边角钢	$0.6+0.0015\lambda$，但不大于1
	短边相连的不等边角钢	$0.5+0.0025\lambda$，但不大于1
	长边相连的不等边角钢	0.7
2	施工条件较差的高空安装焊缝和铆钉连接	0.9
3	沉头和半沉头铆钉连接	0.8

注：1. λ—长细比，中间无联系的单角钢压杆，按最小回转半径计算，当$\lambda<20$时，取$\lambda=20$。
2. 当几种情况同时存在时，其折减系数连乘。

3.1.2　钢材的物理力学性能指标

钢材的物理性能指标见表附-3-6。

钢 材 的 物 理 性 能 指 标　　表附-3-6

弹性模量 E (MPa)	剪变模量 G (MPa)	线膨胀系数α (以每摄氏度计)	密 度 ρ (kg/m^3)
2.06×10^5	0.79×10^5	1.2×10^{-5}	7850

3.1.3　结 构 变 形 规 定

计算结构的变形时，可不考虑螺栓孔引起的截面削弱。

受弯构件的容许挠度值，见表附-3-7。

受 弯 构 件 的 容 许 挠 度 值　　表附-3-7

项　次	构　件　类　别	挠 度 限 度
1	吊车梁和吊车桁架	
	（1）手动吊车和单梁吊车（包括悬挂吊车）	$l/500$
	（2）轻级工作制和起重量$Q<50t$的中级工作制桥式吊车	$l/600$
	（3）重级工作制和起重量$Q\geq50t$的中级工作制桥式吊车	$l/750$
2	设有悬挂电动梁式吊车的屋面梁或屋架（仅用活荷载计算）	$l/500$

续表

项 次	构 件 类 别	挠 度 限 度
3	手动或电动葫芦的轨道梁	$l/400$
4	有重轨（重量小于38kg/m）轨道的工作平台梁	$l/600$
	有轻轨（重量不大于24kg/m）轨道的工作平台梁	$l/400$
5	楼盖和工作平台梁（第4项除外）、平台板	
	（1）主梁（包括设有悬挂起重设备的梁）	$l/400$
	（2）抹灰顶棚的梁（仅用可变荷载计算）	$l/360$
	（3）除（1）、（2）项外的其他梁（包括楼梯梁）	$l/250$
	（4）平 台 板	$l/150$
6	屋面檩条	
	（1）无积灰的瓦楞铁、石棉瓦等屋面	$l/150$
	（2）压型钢板、有积灰的瓦楞铁、石棉瓦等屋面	$l/200$
	（3）其他屋面	$l/200$
7	墙架构件	
	（1）支 柱	$l/400$
	（2）抗风桁架（作为连续支柱支承时）	$l/1000$
	（3）砌体墙的横梁（水平方向）	$l/300$
	（4）冷弯型钢板、瓦楞铁和石棉瓦墙面的横梁（水平方向）	$l/200$
	（5）带有玻璃窗的横梁（垂直和水平方向）	$l/200$

注：l—受弯构件的跨度（对悬臂梁和伸臂梁为悬伸长度的2倍）。

3.1.4 稳定性计算所用系数

（1）工字形截面简支梁不需计算整体稳定的最大l_1/b_1值，见表附-3-8；计算工字形等截面简支梁的整体稳定系数φ_b时所用系数β_b按表附-3-9选用；整体梁稳定系数φ'_b值见表附-3-10；轧制普通工字钢简支梁的整体稳定性系数φ_b值见表附-3-11；计算无局部压应力、腹板仅用横向加劲肋加强的梁的横向加劲肋间距a时，考虑应力σ影响的增大系数η值见表附-3-12；计算腹板仅用横向加强肋加强时的简支吊车梁的加劲间距a时所用系数k_1、k_2、k_3、k_4值由表附-3-13和表附-3-14查得。

工字形截面简支梁不需计算整体稳定性的最大l_1/b_1值 表附-3-8

钢 号	跨中无侧向支承点的梁		跨中有侧向支承点的梁，不论荷载作用于何处
	荷载作用在上翼缘	荷载作用在下翼缘	
3号钢	13	20	16
16Mn钢 16Mnq钢	11	17	13
15MnV钢 15MnVq钢	10	16	12

注：1. l_1—受压翼缘的自由长度，对跨中无侧向支承的梁为其跨度；对跨中有侧向支承的梁，为受压翼缘侧向支承点间的距离（梁的支座处视为有侧向支承）。b_1为受压翼缘的宽度。

2. 其他钢号的梁不需计算整体稳定性的最大l_1/b_1值，应为3号钢的数值乘以$\sqrt{235/f_y}$（f_y为钢材的屈服强度）。

3. 梁的支座处，应采取构造措施以防止梁端截面的扭转。

工字形截面简支梁的系数β_b　　**表附-3-9**

项目	侧向支承	荷载 \ $\zeta=\frac{l_1t_1}{b_1h}$		$\zeta\leqslant2.0$	$\zeta>2.0$	适用范围
1	跨中无侧向支承	均布荷载作用在	上翼缘	$0.69+0.13\zeta$	0.95	上、下翼缘等宽以及上翼缘宽$b_1>$下翼缘宽b_2的组合断面
2			下翼缘	$1.73-0.2\zeta$	1.33	
3		集中荷载作用在	上翼缘	$0.73+0.18\zeta$	1.09	
4			下翼缘	$2.23-0.28\zeta$	1.67	
5	跨度中点有一个侧向支承点	均布荷载作用在	上翼缘	1.15		除上栏所述两种组合断面外，还适用于 $b_2>b_1$ 的组合断面
6			下翼缘	1.40		
7		集中荷载作用在截面高度上任意位置		1.75		
8	跨中有不少于两个等距离侧向支承点		上翼缘	1.20		
9			下翼缘	1.40		
10	梁端有弯矩，但跨中无荷载作用			$1.75-1.05\left(\frac{M_2}{M_1}\right)+0.3\left(\frac{M_2}{M_1}\right)^2$ 但$\leqslant2.3$		

注：1. b_1、l_1见表附-3-8；t_1为上翼厚度；h为组合梁高。
2. M_1、M_2为侧向支承点间梁段的端弯矩，使梁产生同向曲率时取同号，产生反向曲率时取异号，$|M_1|\geqslant|M_2|$。
3. 表中项次3、4和7中的集中荷载是指一个或少数几个集中荷载位于跨中央附近的情况；对其他情况的集中荷载，应选用表中项次1、2、5和6内的数值。
4. 表中项次8、9中的β_b，当集中荷载作用在侧向支承点处时，取$\beta_b=1.20$。
5. 荷载作用在上翼缘系指荷载作用点在翼缘表面，方向指向截面形心；荷载作用在下翼缘系指荷载作用点在翼缘表面，方向背向截面形心。
6. 对$\alpha_b>0.8$的加强受压翼缘工字形截面，下列情况的β_b值应乘以相应的系数：
　项次1　当$\zeta\leqslant1.0$时　0.95；
　项次3　当$\zeta\leqslant0.5$时　0.90；
　　当$0.5<\zeta\leqslant1.0$时　0.95。

整体稳定系数φ_b'值　　**表附-3-10**

φ_b	0.60	0.65	0.70	0.75	0.80	0.85	0.90
φ_b'	0.600	0.625	0.653	0.676	0.697	0.715	0.732
φ_b	0.95	1.00	1.05	1.10	1.15	1.20	1.25
φ_b'	0.748	0.762	0.775	0.788	0.799	0.809	0.819
φ_b	1.30	1.35	1.40	1.45	1.50	1.60	1.80
φ_b'	0.828	0.837	0.845	0.852	0.859	0.872	0.849
φ_b	2.00	2.25	2.50	3.00	3.50	$\geqslant4.00$	
φ_b'	0.913	0.931	0.946	0.970	0.987	1.000	

注：本表中的φ_b'是按下列公式计算出的：
$$\varphi_b'=1.1-0.4646/\varphi_b+0.1269/(\varphi_b^{3/2})。$$

轧制普通工字钢简支梁的φ_b值 表附-3-11

项次	荷载情况			自由长度 l_1（m） / 工字钢型号	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	跨中无侧向支承点的梁	集中荷载作用于	上翼缘	10～20	2.0	1.30	0.99	0.80	0.68	0.58	0.53	0.48	0.43
				22～32	2.4	1.48	1.09	0.86	0.72	0.62	0.54	0.49	0.45
				36～63	2.8	1.60	1.07	0.83	0.68	0.56	0.50	0.45	0.40
2			下翼缘	10～20	3.1	1.95	1.34	1.01	0.82	0.69	0.63	0.57	0.52
				22～40	5.5	2.80	1.84	1.37	1.07	0.86	0.73	0.64	0.56
				45～63	7.3	3.60	2.30	1.62	1.20	0.96	0.80	0.69	0.60
3		均布荷载作用于	上翼缘	10～20	1.7	1.12	0.84	0.68	0.57	0.50	0.45	0.41	0.37
				22～40	2.1	1.30	0.93	0.73	0.60	0.51	0.45	0.40	0.36
				45～63	2.6	1.45	0.97	0.73	0.59	0.50	0.44	0.38	0.35
4			下翼缘	10～20	2.5	1.55	1.08	0.83	0.68	0.56	0.52	0.47	0.42
				22～40	4.0	2.20	1.45	1.10	0.85	0.70	0.60	0.52	0.46
				45～63	5.6	2.80	1.80	1.25	0.95	0.78	0.65	0.55	0.49
5	跨中有侧向支承点的梁（不论荷载作用于何处）			10～20	2.2	1.39	1.01	0.79	0.66	0.57	0.52	0.47	0.42
				22～40	3.0	1.80	1.24	0.96	0.76	0.65	0.56	0.49	0.43
				45～63	4.0	2.20	1.38	1.01	0.80	0.66	0.56	0.49	0.43

注：1. 同表附-3-9的注3、5；

2. 表中的φ_b适用于3号钢，对其他钢号，表中数值应乘以$235/f_y$。

η 值 表 表附-3-12

$\sigma\left(\frac{h_0}{100t_w}\right)^2$	0	100	140	180	200	220	240	260	280
η	1.00	1.01	1.02	1.03	1.04	1.05	1.06	1.07	1.09
$\sigma\left(\frac{h_0}{100t_w}\right)^2$	300	320	340	360	380	400	420	440	460
η	1.10	1.12	1.14	1.16	1.18	1.21	1.24	1.27	1.31
$\sigma\left(\frac{h_0}{100t_w}\right)^2$	480	500	520	540	560	580	600	620	640
η	1.35	1.40	1.46	1.53	1.61	1.71	1.84	2.01	2.24

注：表中η值按下式算得：

$$\eta=\frac{1}{\sqrt{1-\left[\frac{\sigma}{715}\left(\frac{h_0}{100t_w}\right)^2\right]^2}}.$$

k_1、k_2 值　　表附-3-13

σ_c/τ	k_1	k_2	σ_c/τ	k_1	k_2	σ_c/τ	k_1	k_2
≤0.2	712	700	1.4	618	580	3.2	487	414
0.3	709	697	1.5	606	566	3.4	480	402
0.4	706	691	1.6	596	554	3.6	471	390
0.5	700	685	1.7	587	542	3.8	462	378
0.6	694	676	1.8	578	530	4.0	453	368
0.7	685	666	1.9	569	520	4.2	444	359
0.8	676	654	2.0	560	511	4.4	435	350
0.9	667	642	2.2	541	493	4.6	426	341
1.0	658	630	2.4	529	475	4.8	417	332
1.1	649	618	2.6	517	457	5.0	408	323
1.2	640	606	2.8	505	439			
1.3	630	593	3.0	494	426			

k_3、k_4 值　　表附-3-14

σ_c/σ	k_3	k_4	σ_c/σ	k_3	k_4	σ_c/σ	k_3	k_4
≤0.05	21	2362	0.55	310	1394	1.10	450	900
0.10	42	2292	0.60	331	1324	1.20	450	870
0.15	64	2219	0.65	352	1254	1.30	450	840
0.20	107	2076	0.70	371	1199	1.40	450	810
0.25	152	1933	0.75	387	1147	1.50	450	780
0.30	189	1808	0.80	402	1096	1.60	450	750
0.35	219	1710	0.85	417	1044	1.70	450	720
0.40	248	1613	0.90	429	1001	1.80	450	690
0.45	267	1540	0.95	441	965	1.90	450	660
0.50	289	1467	1.00	450	931	2.00	450	630

（2）受压、受拉构件的容许长细比不宜超过表附-3-15和表附-3-16的限值。

受压构件的容许长细比　　表附-3-15

项　次	构　件　名　称	容许长细比
1	柱、桁架和天窗架构件 柱的缀条、吊车梁或吊车桁架以下的柱间支撑	150
2	支撑（吊车梁或吊车桁架以下的柱间支撑除外）用以减小受压构件长细比的杆件	200

注：桁架(包括空间桁架)结构中的角钢受压腹杆，当其内力等于或小于承载能力的50%时，长细比值可取为200。

受拉构件的容许长细比 表附-3-16

项次	构件名称	承受静力荷载或间接承受动力荷载的结构		直接承受动力荷载的结构
		无吊车和有轻、中级工作制吊车的厂房	有重级工作制吊车的厂房	
1	桁架的杆件	350	250	250
2	吊车梁以下的柱间支撑	300	200	—
3	支撑（第2项和张紧的圆钢除外）	400	350	—

注：1. 承受静力荷载的结构中，可仅计算受拉构件在竖向平面内的长细比。
2. 在直接或间接承受动力荷载的结构中，计算单角钢受拉构件的长细比时，应采用角钢的最小回转半径，但在计算单角钢交叉受拉构件平面外的长细比时，应采用与角钢肢边平行轴的回转半径。
3. 中、重级工作制吊车桁架下弦长细比不宜超过200。
4. 受拉构件在永久荷载与风荷载组合作用下受压时，长细比不宜超过250。

3.1.5 连接计算用表

（1）螺栓和铆钉的距离应符合表附-3-17的要求。

螺栓和铆钉的最大、最小容许距离 表附-3-17

名称	位置和方向			最大容许距离（取两者的较小值）	最大容许距离
中心间距	任意方向	外排		$8d_0$或$12t$	$3d_0$
		中间排	构件受压力	$12d_0$或$18t$	
			构件受拉力	$16d_0$或$24t$	
中心距构件边缘距离	顺内力方向			$4d_0$或$8t$	$2d_0$
	垂直内力方向	切割边			$1.5d_0$
		轧制边	高强度螺栓		
			其他螺栓或铆钉		$1.2d_0$

注：1. d_0为螺栓或铆钉的孔径，t为外层较薄板件的厚度。
2. 钢板边缘与刚性构件（如角钢、槽钢等）相连的螺栓或铆钉孔的最大间距，可按中间排的数值采用。

（2）每个高强螺栓的设计预拉力值P及摩擦面的抗滑移系数见表附-3-18和表附-3-19。

每个高强螺栓的设计预拉力P值（kN） 表附-3-18

螺栓的性能等级	螺栓公称直径（mm）					
	$M16$	$M20$	$M22$	$M24$	$M27$	$M30$
8.8级	70	110	135	155	205	250
10.9级	100	155	190	225	290	355

高强螺栓摩擦面的抗滑移系数μ值 表附-3-19

在连接处构件接触面的处理方法	构件的钢号		
	3号钢	16Mn钢或16Mnq钢	15MnV钢或15MnVq钢
喷砂	0.45	0.55	0.55
喷砂后涂无机富锌漆	0.35	0.40	0.40
喷砂或酸洗后生赤锈	0.45	0.55	0.55
钢丝刷消除浮锈或未经处理的干净轧制表面	0.30	0.35	0.35

3.2　受弯构件的计算

3.2.1　强　度　计　算

3.2.1.1　抗弯强度计算

（1）在主平面内受弯的实腹构件，当承受静力荷载或间接承受动力荷载时，其抗弯强度应按下式计算：

$$\frac{M_x}{\gamma_x W_{nx}}+\frac{M_y}{\gamma_y W_{ny}}\leqslant f \qquad (附-3-1)$$

式中　M_x、M_y——绕 x 轴和 y 轴的弯矩（对工字型截面：x 轴为强轴，y 轴为弱轴），N·m；

W_{nx}、W_{ny}——对 x 轴和 y 轴的净截面抵抗矩，m^3；

γ_x、γ_y——截面塑性发展系数：对工字型截面$\gamma_x=1.05$，$\gamma_y=1.20$；对箱型截面$\gamma_x=\gamma_y=1.05$；对其他截面可按《钢结构设计规范GEJ17—87》中γ_x、γ_y值表采用；

f——钢材的抗弯设计强度，MPa。

当梁受压翼缘的自由外伸宽度与其厚度之比大于$13\sqrt{235/f_y}$，而不超过$15\sqrt{235/f_y}$时，取$\gamma_x=1.0$。f_y为钢材屈服强度（或屈服点）：对3号钢，取$f_y=235$MPa；对16Mn钢、16Mnq钢，取$f_y=345$MPa；对15MnV钢、15MnVq钢，取$f_y=390$MPa。

（2）在主平面内受力的实腹构件，当直接承受动力荷载时，仍按公式（附-3-1）计算，但应取$\gamma_x=\gamma_y=1.0$。

3.2.1.2　抗剪强度计算

在主平面内受弯的实腹构件，应按下式计算剪应力：

$$\tau=\frac{VS}{It_w}\leqslant f_v \qquad (附-3-2)$$

式中　V——计算截面沿腹板平面作用的剪力，N；

S——计算剪应力处以上毛截面对中和轴的面积矩，m^3；

I——毛截面惯性矩，m^4；

t_w——腹板厚度，m；

f_v——钢材的抗剪设计强度，MPa。

3.2.1.3　局部压应力计算

在主平面内受弯的实腹构件，当其上翼缘受有沿腹板平面作用的集中荷载，且该荷载处又未设置支承加劲肋时，应按下式计算腹板计算高度上边缘的局部承压应力

$$\sigma_c=\frac{\psi F}{t_w l_z}\leqslant f \qquad (附-3-3)$$

$$l_z=a+2h_y \qquad (附-3-4)$$

式中　F——集中荷载，对动力荷载应考虑动力系数，N；

ψ——集中荷载增大系数，对重级工作制吊车梁，$\psi=1.35$；对其他梁，$\psi=1.0$；

l_z——集中荷载在腹板计算高度上边缘的假定分布长度，m；

a——集中荷载沿梁跨度方向的支承长度，对吊车梁可取0.05m；

h_y——自吊车梁轨顶或其他梁顶面至腹板计算高度上边缘的距离，m。

腹板的计算高度h_0，对轧制型钢梁为腹板与上、下翼缘相接处两内弧起点间的距离；对焊接组合梁，为腹板高度；对铆接（或高强螺栓连接）组合梁，为上、下翼缘与腹板的铆钉（或高强螺栓）线间的最近距离。

在梁的支座处，当不设置支承加劲肋时，也应按公式（附-3-3）计算腹板计算高度下边缘的局部压应力，增大系数取1.0。支座集中反力的假定分布长度，应视支座具体尺寸参照公式（附-3-4）计算。

3.2.1.4 折算应力计算

在组合梁的腹板计算高度边缘处，若同时受有较大的正应力σ、剪应力τ和局部压应力σ_c，或同时受有较大的正应力σ和剪应力τ（如连续梁支座处或梁的翼缘截面改变处等），应按下式计算折算应力：

$$\sqrt{\sigma^2+\sigma_c^2-\sigma\sigma_c+3\tau^2}\leqslant\beta_1 f \qquad (附-3-5)$$

$$\sigma=\frac{M}{I_n}y \qquad (附-3-6)$$

式中 σ、τ、σ_c——腹板计算高度边缘同一点上同时产生的正应力、剪应力和局部压应力。τ和σ_c应按公式（附-3-2）和公式（附-3-3）计算。σ和σ_c以拉应力为正值，压应力为负值；

I_n——梁净截面惯性矩，m^4；

y——所计算点至梁中和轴的距离，m；

β_1——计算折算应力的设计强度增大系数：当σ和σ_c异号时，取$\beta_1=1.2$；当σ与σ_c同号或$\sigma_c=0$时，取$\beta_1=1.1$。

3.2.2 整 体 稳 定

3.2.2.1 可不必计算梁整体稳定性的条件

（1）有铺板（各种钢筋混凝土板和钢板）密铺在梁的受压翼缘上并与其牢固相连，能阻止梁受压翼缘的侧向位移时。

（2）工字形截面简支梁受压翼缘的自由长度l_1与其宽度b_1之比不超过表附-3-8所规定的数值时。

（3）不满足第（1）条规定的箱形截面简支梁，其截面尺寸（图附-3-1）应满足$h/b_0\leqslant10$，且l_1/b_0（l_1为受压翼缘侧向支承点间的距离）不应超过下列数值：

对3号钢 95；

对16Mn钢和16Mnq钢 65；

对15MnV钢和15MnVq钢 57。

对其他钢号的梁l_1/b_0值不应大于$95(235/f_y)$。

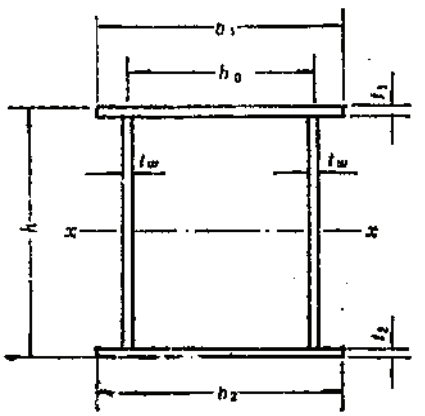


图 附-3-1 箱形梁截面

3.2.2.2 整体稳定性计算

除3.2.2.1中各条所指情况外，应按下述情况进行整体稳定计算。

（1）在最大刚度主平面内受弯的构件，按下式计算整体稳定性：

$$\frac{M_x}{\varphi_b W_x} \leqslant f \tag{附-3-7}$$

式中　M_x——绕强轴作用的最大弯矩，N·m；

φ_b——整体稳定系数，按《钢结构设计规范GBJ17—87》附录中有关规定确定。

（2）在两个主平面受弯的工字形截面构件，按下式计算整体稳定性：

$$\frac{M_x}{\varphi_b W_x} + \frac{M_y}{\gamma_y W_y} \leqslant f \tag{附-3-8}$$

式中　W_x、W_y——按受压纤维确定的对 x 轴和 y 轴毛截面抵抗矩，m^3；

φ_b——绕强轴弯曲所确定的梁整体稳定系数，确定方法同前。

（3）用作减少梁受压翼缘自由长度的侧向支撑，应按下式计算的侧向力 F 确定其轴心力：

$$F = \frac{A_f f}{85}\sqrt{\frac{f_y}{235}} \tag{附-3-9}$$

式中　A_f——梁的受压翼缘截面面积，m^2；

f_y——钢材屈服点，MPa。

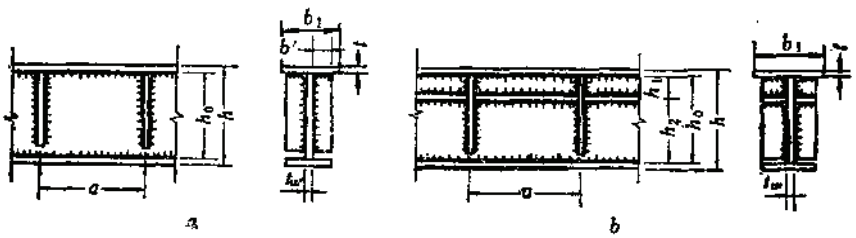


图 附-3-2　焊接组合梁加劲肋布置示意图

3.2.3 局部稳定性计算

腹板配置加劲肋的规定及计算

为保证组合梁腹板的局部稳定性，应按下式规定配置加劲肋（图附-3-2）：

（1）对无局部压应力（$\sigma_c = 0$）的梁，当 $\frac{h_0}{t_w} \leqslant 80\sqrt{\frac{235}{f_y}}$ 时，可不配置加劲肋；对有局部压应力（$\sigma_c \neq 0$）的梁，宜按构造配置横向加劲肋（见本节第（9）条）。h_0为腹板的计算高度，t_w为腹板的厚度。

（2）当$80\sqrt{\frac{235}{f_y}} < \frac{h_0}{t_w} \leqslant 170\sqrt{\frac{235}{f_y}}$ 时，应配置横向加劲肋（$\sigma_c \neq 0$），并按第（4）条计算；对无局部压应力的梁，当 $\frac{h_0}{t_w} \leqslant 100\sqrt{\frac{235}{f_y}}$ 时，可不计算。

（3）当 $\frac{h_0}{t_w} > 170\sqrt{\frac{235}{f_y}}$ 时，应配置横向加劲肋和在受压区的纵向加劲肋，必要时

[当按公式（附-3-15或公式（附-3-16）右端算得的值小于$\frac{h_0}{5}$]，尚需在受压区配置短加劲肋。梁的支座处和上翼缘受有较大固定集中荷载处，宜设置支承加劲肋。

（4）无局部压应力（$\sigma_c=0$）的梁和简支吊车梁，其腹板用横向加劲肋或用横向和纵向加劲肋加强时，应按本节第（5）至第（8）条计算加劲肋间距。不属上述情况的梁，应按《钢结构设计规范GBJ17—87》附录二计算腹板的局部稳定性。

（5）无局部压应力（$\sigma_c=0$）的梁，腹板仅用横向加劲肋加强时，其间距a应满足下列要求

当$\frac{h_0}{t_w}\sqrt{\eta\tau}\leqslant1200$时，取横向加劲肋间距$a\leqslant2h_0$；当$\frac{h_0}{t_w}\leqslant100$时，可取$a=2.5h_0$；

当$\frac{h_0}{t_w}\sqrt{\eta\tau}\leqslant1500$时

$$a\leqslant\frac{500h_0}{\frac{h_0}{t_w}\sqrt{\eta\tau}-1000}\qquad\text{（附-3-10）}$$

当$1200<\frac{h_0}{t_w}\sqrt{\eta\tau}>1500$时

$$a\leqslant\frac{1000h_0}{\frac{h_0}{t_w}\sqrt{\eta\tau}-500}\qquad\text{（附-3-11）}$$

式中 τ——所考虑梁段内最大剪力产生的腹板平均剪应力（MPa）；应按$\tau=V/h_wt_w$计算；h_w为腹板高度，m；

η——考虑σ影响的增大系数，由表附-3-12查得。

与τ同一截面的腹板计算高度边缘的弯曲压应力σ应按$\sigma=\frac{My_1}{I}$计算，I为梁毛截面惯性矩，y_1为腹板计算高度受压边缘至中和轴的距离。

（6）无局部压应力（$\sigma=0$）的梁，腹板同时用横向加劲肋和纵向加劲肋加强时（图附-3-2b），纵向加劲肋至腹板计算高度受压边缘的距离h_1应在$h_0/5\sim h_0/4$范围内，并应满足下式要求：

$$h_1\leqslant\frac{1120t_w}{\sqrt{\sigma}}\qquad\text{（附-3-12）}$$

式中 σ——所考虑区段内最大弯矩处腹板计算高度边缘的弯曲压应力（MPa），用M_{max}代入本节第（5）条计算σ公式计算。

横向加劲肋的间距a仍按本节第（5）条和第9条确定，但应以h_2取代h_0，并取$\eta=1.0$。

（7）简支吊车梁的腹板仅用横向加劲肋加强时，加劲肋的间距a应同时满足下列公式要求：

$$a\leqslant\frac{k_1h_0}{\frac{h_0}{t_w}\sqrt{\tau}-k_2}\qquad\text{（附-3-13）}$$

$$a \leqslant \frac{k_3 h_0}{\frac{h_0}{t_w}\sqrt{\sigma} - k_4} \tag{附-3-14}$$

式中　$k_1 \sim k_4$——系数，根据σ_c/τ或σ_c/σ值，由表附-3-13和表附-3-14查得；

τ——梁最大剪力处腹板的平均剪应力（MPa），按$\tau = V_{max}/h_w t_w$计算，V_{max}为最大剪力，N；

σ——梁最大弯矩处腹板计算高度边缘的弯曲压应力，MPa；

σ_c——梁腹板计算高度边缘的局部压应力（MPa），按公式（附-3-3）计算，但系数ψ一律取1.0。

若算得的a值大于$2h_0$或分母为负值时，取$a = 2h_0$。

（8）简支吊车梁的腹板同时用横向和纵向加劲肋加强时，纵向加劲肋至腹板计算高度受压边缘的距离h_1，应在$h_0/5 \sim \frac{h_0}{4}$之间并应满足下列公式要求：

当$\sigma_c/\sigma \leqslant 0.4$时　$$h_1 \leqslant \frac{1120 t_w}{\sqrt{\sigma + \sigma_c}} \tag{附-3-15}$$

当$\sigma_c/\sigma > 0.4$时　$$h_1 \leqslant \frac{1400 t_w}{\sqrt{\sigma + 3\sigma_c}} \tag{附-3-16}$$

当算得的值小于$h_0/5$时，尚应在腹板受压区配置短加劲肋，并应按《钢结构设计规范GBJ17—87》附录二进行计算。

横向加劲肋的间距a应按公式（附-3-13）确定，但以h_2代替h_0，以$0.3\sigma_c$代替σ_c，若算得的值大于$2h_2$或分母为负值时，取$a \leqslant 2h_2$。

（9）加劲肋宜在腹板两侧成对布置，也可单侧布置，但支承加劲肋和重级工作制吊车梁的加劲肋不应单侧布置。

横向加劲肋的最小间距为$0.5h_0$，最大间距为$2h_0$（对无局部压应力的梁，当$h_0/t_w \leqslant 100$时，可采用$2.5h_0$）。

在腹板两侧成对布置的钢板横向加劲肋，其截面尺寸应按下列公式要求（图附-3-2）：

外伸宽度　$$b' \geqslant \frac{h_0}{30} + 40\text{mm} \tag{附-3-17}$$

厚度　$$t_{w1} \geqslant \frac{b'}{15} \tag{附-3-18}$$

在腹板一侧配置的钢板横向加劲肋，其外伸宽度应大于按公式（附-3-17）算得的1.2倍，厚度不应小于其外伸宽度的$\frac{1}{15}$。

在同时用横向加劲肋和纵向加劲肋加强的腹板中，横向加劲肋的截面尺寸除应符合上述规定外，其截面惯性矩I_z尚应满足下式要求：

$$I_z \geqslant 3h_0 t_w^3 \tag{附-3-19}$$

纵向加劲肋的截面惯性矩I_y应满足下列公式要求：

当$\frac{a}{h_0} \leqslant 0.85$时

$$I_y \geqslant 1.5 h_0 t_s^3 \qquad (附-3-20)$$

当$\frac{a}{h_0}>0.85$时

$$I_y \geqslant \left(2.5-0.45\frac{a}{h_0}\right)\left(\frac{a}{h_0}\right)^2 h_0 t_s^3 \qquad (附-3-21)$$

短加劲肋的最小间距为$0.75h_1$。钢板短加劲肋的外伸宽度应取为横向加劲肋外伸宽度的0.7～1.0倍，厚度不应小于短加劲肋外伸宽度的$\frac{1}{15}$。

成对配置的加劲肋，应按梁腹板中心线为轴计算其截面惯性矩；单侧配置的加劲肋，其截面惯性矩应按与其连接的腹板边缘为轴进行计算。用型钢作成的加劲肋，其截面惯性矩不得小于相应钢板加劲肋的截面惯性矩。

（10）梁支承加劲肋的配置计算见5.5.4.1第3条。

（11）梁受压翼缘的宽厚比要求见5.5.4.1第1条。

3.3 轴心受拉和轴心受压构件计算

3.3.1 强 度 计 算

轴心受拉和轴心受压构件应按下式计算强度（摩擦型高强螺栓连接处除外）：

$$\sigma=\frac{N}{A_n}\leqslant f \qquad (附-3-22)$$

式中 N——轴心拉力或轴心压力，N；

A_n——净截面积，m^2；

f——钢材的抗拉、抗压及抗弯设计强度，MPa；

σ——设计应力，MPa。

3.3.2 稳 定 性 计 算

实腹式轴心受压构件应按下式计算稳定性：

$$\frac{N}{\varphi A}\leqslant f \qquad (附-3-23)$$

式中 φ——轴心受压构件稳定系数，应根据截面分类按《钢结构规范GBJ17—87》附录查用；

A——构件的毛截面积，m^2。

用填板连接而成的双角钢或双槽钢构件，应按实腹式构件进行计算，但垫板间的距离不应超过下列数值：

受压构件 $40i$；受拉构件 $80i$；

i为回转半径，应按下列规定采用：当组成如图附-3-3a、b所示的双角钢或双槽钢截面时，取一个角钢或一个槽钢平行于填板形心轴的回转半径；当组成如图附-3-3c所示的十字形截面时，取一个角钢的回转半径。

受压构件的两个侧向支承点之间的垫板不得少于两个。

图附-3-3　计算截面回转半径时的轴线图

3.4　拉弯和压弯构件的计算

3.4.1　强　度　计　算

当弯矩作用在主平面内时，拉弯和压弯构件应按下列规定计算其强度。

（1）承受静力荷载或间接承受动力荷载时：

$$\frac{N}{A_n} \pm \frac{M_x}{\gamma_x W_{nx}} \pm \frac{M_y}{\gamma_y W_{ny}} \leqslant f \qquad \text{（附-3-24）}$$

式中　A_n——净截面面积，m^2；

γ_x、γ_y——截面塑性发展系数，见《钢结构设计规范GBJ17—87》中γ_x、γ_y表；

W_{nx}、W_{ny}——分别为x向和y向的净截面抵抗矩，m^3；

其他符号意义同前。

（2）直接承受动力荷载时，仍按公式（附-3-24）计算，但取$\gamma_x=\gamma_y=1.0$。

3.4.2　稳　定　性　计　算

（1）当弯矩作用在对称轴平面内时（绕x轴），实腹式压弯构件应按下列规定计算稳定性。

弯矩作用平面内的稳定性：

$$\frac{N}{\varphi_x A} + \frac{\beta_{mx} M_x}{\gamma_x W_{1x}\left(1-0.8\dfrac{N}{N_{Ex}}\right)} \leqslant f \qquad \text{（附-3-25）}$$

$$N_{Ex}=\pi^2 EA/\lambda_x^2$$

式中　N——所计算构件段范围内的轴心压力，N；

φ_x——在弯矩作用平面内的轴心受压构件稳定系数；

M_x——所计算构件段范围内的最大弯矩，N·m；

N_{Ex}——欧拉临界力，N；

W_{1x}——弯矩作用平面内较大受压纤维的毛截面抵抗矩，m^3；

E——钢材的弹性模量，MPa；

β_{mx}——等效弯矩系数，按《钢结构设计规范GBJ17—87》确定；

其他符号意义同前。

弯矩作用平面外的稳定性：

$$\frac{N}{\varphi_y A}+\frac{\beta_{tx}M_x}{\varphi_b W_{1x}}\leqslant f \qquad (附-3-26)$$

式中 φ_y——弯矩作用平面外的轴心受压构件稳定系数；

φ_b——均布弯矩的受弯构件整体稳定系数，对工字形和T形截面，可按《钢结构设计规范GBJ17—87》附录确定；对箱形截面，取$\varphi_b=1.4$；

M_x——所计算构件段范围内的最大弯矩，N·m；

β_{tx}——等效弯矩系数，按《钢结构设计规范GBJ17—87》确定。

（2）弯矩作用在两个主平面内的双轴对称的实腹式工字形和箱形截面压弯构件，当弯矩作用在两个主平面内时，应按下列公式计算稳定性：

$$\frac{N}{\varphi_x A}+\frac{\beta_{mx}M_x}{\gamma_x W_{1x}\left(1-0.8\frac{N}{N'_{Ex}}\right)}+\frac{\beta_{ty}M_y}{W_{1y}\varphi_{by}}\leqslant f \qquad (附-3-27)$$

$$\frac{N}{\varphi_y A}+\frac{\beta_{tx}M_x}{\varphi_{bx}W_{1x}}+\frac{\beta_{my}M_y}{\gamma_y W_{1y}\left(1-0.8\frac{N}{N'_{Ey}}\right)}\leqslant f \qquad (附-3-28)$$

式中 φ_x、φ_y——对强轴$x-x$和弱轴$y-y$的轴心受压构件稳定系数；

φ_{bx}、φ_{by}——均匀弯曲的受弯构件整体稳定系数，对工字形截面φ_{bx}可按《钢结构设计规范GBJ17—87》附录一第（五）项取，φ_{by}可取1.0；对箱形截面可取$\varphi_{bx}=\varphi_{by}=1.4$；

M_x、M_y——所计算构件段范围内对强轴和弱轴的最大弯矩，N·m；

β_{my}、β_{ty}——等效弯矩系数，其确定方法分别同前β_{mx}和β_{tx}；

W_{1x}、W_{1y}——对强轴和弱轴的毛截面抵抗矩，m^3。

3.5 受压构件的局部稳定

（1）在受压构件中，翼缘板自由外伸宽度b_1与其厚度t之比应满足下列要求：

轴心受压构件：

$$\frac{b_1}{t}\leqslant(10+0.1\lambda)\sqrt{\frac{235}{f_y}} \qquad (附-3-29)$$

式中 λ——构件两方向长细比较大值，当$\lambda<30$时，取$\lambda=30$；当$\lambda>100$时取$\lambda=100$。

压弯构件：

$$\frac{b_1}{t}\leqslant 15\sqrt{\frac{235}{f_y}} \qquad (附-3-30)$$

翼缘自由外伸宽度b_1的取值为：对焊接构件，取腹板边缘至翼缘板边缘的距离；对轧制构件，取内圆弧起点至翼缘板边缘的距离。

（2）在工字形截面受压构件中，腹板计算高度h_0与其厚度t_w之比，应满足下列要求：

轴心受压构件：

$$\frac{h_0}{t_w} \leqslant (25+0.5\lambda)\sqrt{\frac{235}{f_y}} \qquad (附-3-31)$$

式中　λ——构件两方向长细比的较大值，当$\lambda<30$时，取$\lambda=30$；当$\lambda>100$时，取$\lambda=100$。

压弯构件：

当$0\leqslant\alpha_0\leqslant1.6$时

$$\frac{h_0}{t_w} \leqslant (16\alpha_0+0.5\lambda+25)\sqrt{\frac{235}{f_y}} \qquad (附-3-32)$$

当$1.6<\alpha_0\leqslant2.0$时

$$\frac{h_0}{t_w} \leqslant (48\alpha_0+0.5\lambda-26.2)\sqrt{\frac{235}{f_y}} \qquad (附-3-33)$$

$$\alpha_0=\frac{\sigma_{max}-\sigma_{mix}}{\sigma_{max}}$$

式中　σ_{max}——腹板计算高度边缘的最大压应力，不考虑构件的稳定系数，MPa；

σ_{mix}——腹板计算高度另一边缘相应的应力，压应力取正值，拉应力取负值，MPa；

λ——构件在弯曲作用平面内的长细比，当$\lambda<30$时，取$\lambda=30$；当$\lambda>100$时，取$\lambda=100$。

（3）在箱形截面的受压构件中，腹板计算高度h_0与其厚度之比，应满足下列要求：

轴心受压构件：

$$\frac{h_0}{t_w} \leqslant 40\sqrt{\frac{235}{f_y}} \qquad (附-3-34)$$

压弯构件的$\frac{h_0}{t_w}$不应大于公式（附-3-32）或公式（附-3-33）的右端乘以0.8后的值$\left(当此值小于40\sqrt{\frac{235}{f_y}}时，用40\sqrt{\frac{235}{f_y}}\right)$。

（4）当工字形和箱形截面的受压构件的腹板高厚比不满足上述要求时，可用纵向加劲肋加强，或在计算构件的强度和稳定性时，腹板的截面应仅考虑计算高度边缘范围内两侧宽度各为$20t_w\sqrt{\frac{235}{f_y}}$的部分（计算稳定系数时，仍用全面积）。

用纵向加劲肋加强的腹板，应按公式（附-3-31）至（附-3-33）计算受压较大翼缘与纵向加劲肋之间的高厚比。纵向加劲肋应成对配置，其一侧外伸宽度不应小于$10t_w$，厚度不应小于$0.75t_w$。

3.6 连 接 计 算

3.6.1 焊 缝 连 接

3.6.1.1 对接焊缝

（1）在对接接头和T形接头中，垂直于轴心拉力或压力的对接焊缝应按下式计算强度：

$$\sigma=\frac{N}{l_w t}\leqslant f_t^w \text{或} f_c^w \tag{附-3-35}$$

式中 N——轴心拉力或压力，N；

l_w——焊缝长度，m；

t——在对接接头中为连接件的较小厚度，在T形接头中为腹板件厚度，m；

f_t^w、f_c^w——对接焊缝的抗拉、抗压设计强度，MPa，见表附-3-3。

（2）在对接接头和T形接头中，承受弯矩和剪力共同作用的对接焊缝，应分别计算其剪应力和正应力，但在同时受有较大正应力和剪应力处（例如梁腹板横向对接焊缝的端部），应按下式计算折算应力：

$$\sqrt{\sigma^2+3\tau^2}\leqslant 1.1 f_t^w \tag{附-3-36}$$

当承受轴心力的板件用斜焊缝对接，焊缝与作用力间的夹角θ符合 $\mathrm{tg}\theta\leqslant 1.5$ 时，可不计算焊缝强度。当对接焊缝无法采用引弧板施焊，计算每条焊缝的长度时，应各减去10mm。

3.6.1.2 直角角焊缝

（1）直接承受动力荷载结构中的直角角焊缝，按下列公式计算强度（图附-3-4）。

在通过焊缝形心的拉力、压力或剪力作用下，当力垂直于焊缝长度方向时：

$$\sigma_f=\frac{N}{h_e l_w}\leqslant f_f^w \beta_f \tag{附-3-37}$$

当力平行于焊缝长度方向时：

$$\tau_f=\frac{N}{h_e l_w}\leqslant f_f^w \tag{附-3-38}$$

（2）在其他力或各种综合力作用下，在σ_f和τ_f共同作用处：

$$\sqrt{\left(\frac{\sigma_f}{\beta_f}\right)^2+\tau_f^2}\leqslant f_f^w \tag{附-3-39}$$

式中 σ_f——按焊缝有效截面（$h_e l_w$）计算，垂直于焊缝长度方向的应力，MPa；

τ_f——按焊缝有效截面计算，沿焊缝长度方向的剪应力，MPa；

h_e——角焊缝的有效厚度，对直角角焊缝，$h_e=0.7h_f$，h_f为较小焊角尺寸，m；

l_w——角焊缝的计算长度，对每条焊缝应为其实际长度减去0.01m；

f_f^w——角焊缝的设计强度，MPa；

β_f——系数，对承受静力荷载和间接承受动力荷载的结构，$\beta_f=1.22$；对直接承受动力荷载的结构，$\beta_f=1.0$。

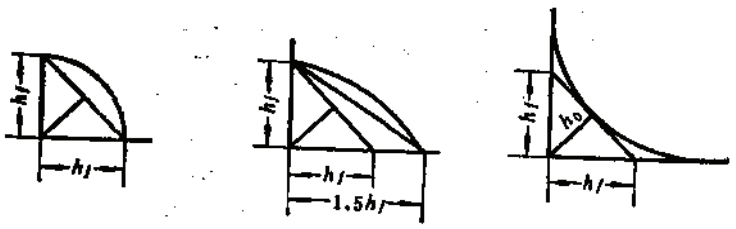


图 附-3-4 直角角焊缝截面

3.6.2 螺栓连接计算

3.6.2.1 受剪连接计算

在普通螺栓受剪的连接中，每个螺栓的设计承载力应取抗剪或承压设计承载力中的较小者。

抗剪设计承载力：

$$N_v^b = n_v \frac{\pi d^2}{4} f_v^b \tag{附 3-40}$$

承压设计承载力：

$$N_c^b = d\Sigma t f_c^b \tag{附-3-41}$$

式中　n_v——受剪螺栓数目；

d——螺栓杆直径，mm；

Σt——在同一受力方向的承压构件的较小总厚度，mm；

f_v^b、f_c^b——螺栓的抗剪和承压设计强度，MPa；

3.6.2.2 受拉连接计算

在普通螺栓或锚栓沿杆轴方向受拉的连接中，每个普通螺栓或锚栓的设计承载力应按下列公式计算：

普通螺栓

$$N_t^b = \frac{\pi d_e^2}{4} f_t^b \tag{附-3-42}$$

锚栓

$$N_t^a = \frac{\pi d_e^2}{4} f_t^a = A_e f_t^a$$

$$= \frac{\pi}{4}\left(d - \frac{13}{24}\sqrt{3}\,p\right)^2 f_t^a \tag{附-3-43}$$

式中　f_t^b、f_t^a——普通螺栓和锚栓的抗拉设计强度，MPa；

d_e——普通螺栓或锚栓螺纹处的有效直径，mm；

A_e——螺栓的有效面积，mm²，$A_e = \frac{\pi}{4}\left(d - \frac{13}{24}\sqrt{3}\,p\right)^2$，$A_e$也可按《钢结构设计规范GBJ17—87》附录表中查用；

d——螺栓杆外径，mm；

p——螺距，mm。

3.6.2.3 同时承受剪力和拉力的连接计算

同时承受剪力和杆轴方向拉力的普通螺栓，应分别满足下列公式要求：

$$\sqrt{\left(\frac{N_v}{N_v^b}\right)^2 + \left(\frac{N_t}{N_t^b}\right)^2} \leqslant 1 \tag{附-3-44}$$

$$N_v \leqslant N_c^b \tag{附-3-45}$$

式中　N_v、N_t——每个螺栓承受的剪力和拉力，N；

N_v^b、N_c^b、N_t^b——每个螺栓的抗剪、承压和抗拉设计承载力，N。

当构件的节点处或拼接接头的一端，螺栓沿受力方向的连接长度l_1大于$15d_0$时，应将

螺栓的承载力乘以折减系数$\left(1.1-\frac{l_1}{150d_0}\right)$，$d_0$为孔径；当$l_1$大于$60d_0$时，折减系数为0.7。

3.6.2.4 焊接组合工字梁翼缘连接

组合工字梁翼缘与腹板的双面角焊缝连接，其强度应按下式计算：

$$\frac{1}{2h_e}\sqrt{\left(\frac{VS_1}{I}\right)^2+\left(\frac{\phi F}{\beta_f L_z}\right)^2}\leqslant f_f^w \qquad (附-3-46)$$

式中 S_1——翼缘毛截面积对梁中和轴的面积矩，mm^3；

I——梁毛截面积的惯性矩，mm^4；

其他符号意义见公式（附-3-3）和（附-3-39）。

当梁的上翼缘受有固定集中荷载时，应在该处设置顶紧上翼缘的支承加劲肋，此时取$F=0$。当腹板与翼缘的连接焊缝采用焊透的对接焊缝时，其强度可不计算。

3.7 钢结构的构造要求

3.7.1 型钢的最小尺寸及焊件厚度要求

在钢结构的受力构件及其连接中，不宜采用：厚度小于5mm的钢板；厚度小于3mm的钢管；截面小于∟45×4或∟56×36×4的角钢（对焊接结构）或截面小于∟50×5的角钢（对螺栓连接或铆钉连接结构），但轻型钢结构除外。

在正常情况下，当不采用特殊措施时，焊件厚度对低碳钢不宜大于50mm，对低合金钢不宜大于36mm。

3.7.2 焊 缝 连 接

（1）角焊缝两焊脚边的夹角α一般为90°（直角焊缝），夹角$\alpha>120°$或$\alpha<60°$的斜角角焊缝，不宜用作受力焊缝（钢管结构除外）。

（2）角焊缝的尺寸应满足下列要求：

角焊缝的焊脚尺寸h_f不得小于$1.5\sqrt{t}$，t为较厚焊件厚度（单位为mm）。但对自动焊，最小焊脚尺寸可减小1mm；对T形连接的单面角焊缝，应增加1mm；当焊件厚度等于或小于4mm时，则最小焊脚尺寸与焊件厚度相同。

（3）角焊缝的焊脚尺寸不宜大于较薄焊件厚度的1.2倍（钢管结构除外）。但板件（厚度为t）边缘的角焊缝最大焊脚尺寸，尚应符合下列要求：当$t\leqslant6$mm时，$h_f\leqslant t$；当$t>6$mm时，$h_f\leqslant t-(1\sim2)$ mm。圆孔或槽孔内的角焊缝焊脚尺寸尚不宜大于圆孔直径或槽孔短径的1/3。

（4）角焊缝两焊脚尺寸一般相等。当焊件的厚度相差较大时允许采用不等焊脚尺寸，其尺寸应分别满足上述较厚和较薄焊件的要求。

（5）侧面或正面角焊缝的计算长度不得小于$8h_f$和40mm。侧面角焊缝的计算长度也不宜大于$60h_f$（受静力荷载时）或$40h_f$（受动力荷载时）；当大于上述数值时，其超过部分在计算中不予考虑。若内力沿侧面角焊缝全长分布，其计算长度不受此限。

（6）在直接承受动力荷载的结构中，角焊缝表面应做成直线形或凹形。焊脚尺寸比

例为：对正面角焊缝宜为1:1.5（长边顺内力方向）；对侧面角焊缝可为1:1。

（7）在次要构件或次要焊缝连接中，允许采用断续角焊缝。断续角焊缝之间的净距：在受压构件中不应大于15 t；在受拉构件中不应大于30 t（t为较薄焊件的厚度）。

（8）当角焊缝的端部在构件转角处作长度为$2h_f$的绕角焊时，转角处必须连接施焊。在搭接连接中，搭接长度不得小于焊件较小厚度的5倍，并不得小于25mm。

3.7.3　螺栓连接

（1）每一杆件在节点上以及拼接接头的一端，永久性螺栓数不宜少于2个。对组合构件的缀条，其端部连接允许采用一个螺栓。

（2）高强度螺栓孔应采用钻成孔。摩擦型高强度螺栓的孔径比螺栓公称直径d大1.5～2.0mm。

（3）螺栓和铆钉的距离应符合表附-3-17的要求。

（4）对直接承受动力荷载的普通螺栓连接应采用双螺帽或其他能防止螺帽松动的有效措施。

附录4 混凝土和钢筋混凝土结构构件计算

4.1 材 料 特 性

材料特性见表附-4-1～表附-4-10。

混凝土强度标准值（N/mm²） 表附-4-1

项次	强度种类	符号	混凝土强度等级									
			C10	C15	C20	C25	C30	C35	C40	C45	C50	C60
1	轴心抗压	f_{ck}	6.7	10	13.5	17	20	23.5	27	29.5	32	36
2	弯曲抗压	f_{cmk}	7.5	11	15	18.5	22	26	29.5	32.5	35	39.5
3	抗拉	f_{tk}	0.9	1.2	1.5	1.75	2	2.25	2.45	2.6	2.75	2.95

混凝土强度设计值（N/mm²） 表附-4-2

项次	强度种类	符号	混凝土强度等级									
			C10	C15	C20	C25	C30	C35	C40	C45	C50	C60
1	轴心抗压	f_c	5	7.5	10	12.5	15	17.5	19.5	21.5	23.5	26.5
2	弯曲抗压	f_{cm}	5.5	8.5	11	13.5	16.5	19	21.5	23.5	26	29
3	抗拉	f_t	0.65	0.85	1.1	1.3	1.5	1.65	1.8	1.9	2	2.2

注：1.计算现浇钢筋混凝土轴心受压及偏心受压构件时，如截面的长边或直径小于300mm，则表中混凝土的强度设计值应乘以系数0.8，当构件质量（如混凝土成型、截面和轴线尺寸等）确有保证时，可不受此限。
2.离心混凝土的强度设计值应按专门规定取用。

混凝土弹性模量E_c（kN/mm²） 表附-4-3

混凝土强度等级	C10	C15	C20	C25	C30	C35	C40	C45	C50	C60
混凝土弹性模量E_c	17.5	22	25.5	28	30	31.5	32.5	33.5	34.5	36

混凝土疲劳变形模量E_c^f（kN/mm²） 表附-4-4

混凝土强度等级	C20	C25	C30	C35	C40	C45	C50	C60
混凝土疲劳变形模量E_c^f	11	12	13	14	15	15.5	16	17

钢筋强度标准值 (N/mm²)　　**表附-4-5**

项次	钢筋种类		钢筋标准强度
1	热轧钢筋	Ⅰ级（A3、AY3）	235
		Ⅱ级（20MnSi、20MnNb(b)）　$d\leqslant25$	335
		$d=25\sim40$	315
		Ⅲ级（25锰硅）	370
		Ⅳ级（40Si₂MnV、45SiMnV、45Si₂MnTi）	540
2	冷拉钢筋	Ⅰ级（$d\leqslant12$）	280
		Ⅱ级　$d\leqslant25$	450
		$d=28\sim40$	430
		Ⅲ级	500
		Ⅳ级	700
3	热处理钢筋	$40Si_2Mn$（$d=6$） $48Si_2Mn$（$d=8,2$） $45Si_2Cr$（$d=10$）	1470

钢筋强度设计值 (N/mm²)　　**表附-4-6**

项次	钢筋种类		符号	强度设计值	
				抗拉	抗压
1	热轧钢筋	Ⅰ级（A3,AY3）	ϕ	210	210
		Ⅱ级（20MnSi、20MnNb(b)）　$d\leqslant25$	Φ	310	310
		$d=28\sim40$		290	290
		Ⅲ级（25MnSi）	Φ	340	340
		Ⅳ级　40Si₂MnV、45Si₂MnV、45Si₂MnTi	Φ	500	400
2	冷拉钢筋	Ⅰ级（$d\leqslant12$）	ϕ^l	250	210
		Ⅱ级　$d\leqslant25$	Φ^l	380	310
		$d=28\sim40$		360	290
		Ⅲ级	Φ^l	420	340
		Ⅳ级	Φ^l	580	400
3	热处理钢筋	$40Si_2Mn$（$d=6$） $48Si_2Mn$（$d=8,2$） $45Si_2Cr$（$d=10$）	Φ^s	1000	400

注：1. 在钢筋混凝土结构中，轴心受拉和小偏心受拉构件的受拉钢筋设计强度大于310MPa时，均应按310MPa取用，其它构件的受拉钢筋强度设计值大于340MPa时，仍按340MPa取用，对直径大于12mm的Ⅰ级钢筋，如经冷拉，不得利用冷拉后的强度。

2. 当钢筋混凝土结构的混凝土强度等级为C10时，光面钢筋的强度设计值应按190MPa取用，变形钢筋（包括月牙纹和螺纹钢筋）的强度设计值应按230MPa采用。

3. 构件中配有不同种类的钢筋时，每种钢筋根据其受力情况采用各自的强度设计值。

钢丝强度标准值 (N/mm²)　　**表附-4-7**

项次	钢筋种类		钢筋强度标准值
1	碳素钢丝	$\phi4$	1670
		$\phi5$	1570

续表

项次	钢筋种类		钢筋强度标准值
2	刻痕钢丝	$\phi5$	1470
3	钢绞线	9（7ϕ3） 12（7ϕ4） 15（7ϕ5）	1670 1570 1470
4	冷拔低碳钢丝	甲级 $\phi4$ 甲级 $\phi5$	Ⅰ组 700 Ⅱ组 650 Ⅰ组 650 Ⅱ组 600
		乙级 $\phi3\sim\phi5$	550

注：碳素钢丝系指国家标准《预应力混凝土用钢丝GB5223—85》中的矫直回火钢丝。

钢丝强度设计值(N/mm²) 表附-4-8

项次	钢筋种类		符号	强度设计值 抗拉	强度设计值 抗压
1	碳素钢丝	$\phi4$ $\phi5$	ϕ^{z}	1130 1070	400
2	刻痕钢丝	$\phi5$	ϕ^{k}	1000	360
3	钢绞线	9（7ϕ3） 12（7ϕ4） 15（7ϕ5）	ϕ^{j}	1130 1070 1000	360
4	冷拔低碳钢丝	甲级 $\phi4$ $\phi5$	ϕ^{b}	Ⅰ组 Ⅱ组 450 430 430 400	400
		乙级 $\phi3\sim\phi5$ 用于焊接骨架和焊接网时 用于绑扎骨架和绑扎网时		320 250	320 250

钢筋弹性模量(kN/mm²) 表附-4-9

项次	钢筋种类	弹性模量
1	Ⅰ级钢筋，冷拉Ⅰ级钢筋	210
2	Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ级钢筋、热处理钢筋、碳素钢丝、冷拔低碳钢丝	200
3	冷拉Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ级钢筋、刻痕钢丝、钢绞线	180

钢筋的计算截面积、弯钩长度及理论质量　　表附-4-10

直径 (mm)	当根数为n时的计算截面积（mm²）							弯钩增加长度（mm）		单根钢筋的理论质量 (kg/m)
	1	2	3	4	5	6	7			
2.5	4.9	9.8	14.7	19.6	24.5	29.4	34.3			0.039
3	7.1	14.1	21.2	23.3	35.8	42.4	49.5			0.055
4	12.6	25.1	37.7	50.2	62.8	75.4	87.9	30	60	0.099
5	19.6	39	59	79	98	118	138	40	70	0.154
6	28.3	57	85	113	142	170	198	40	80	0.222
7	38.5	77	115	154	192	231	269			0.302
8	50.3	101	151	201	252	302	352	60	100	0.395
9	63.5	127	191	254	318	382	445			0.499
10	78.5	157	236	314	393	471	550	70	130	0.617
11	95	190	285	380	475	570	665			0.750
12	113.1	226	339	452	565	678	791	80	150	0.888
13	132.7	265	398	531	664	796	929			1.040
14	153.9	308	461	615	769	923	1077	90	180	1.208
15	176.7	353	530	707	884	1050	1237			1.390
16	201.1	402	603	804	1005	1206	1407	110	200	1.578
17	227	454	681	908	1135	1305	1589			1.780
18	234.5	509	783	1017	1272	1526	1780	120	230	1.998
19	283.5	567	851	1134	1418	1701	1985			2.230
20	314.2	628	941	1256	1570	1884	2200	130	250	2.466
21	346.4	693	1039	1385	1732	2078	2425			2.720
22	380.1	760	1140	1520	1900	2281	2661	140	280	2.984
23	415.5	831	1246	1662	2077	2493	2908	150	290	3.260
24	452.4	904	1356	1808	2262	2714	3167	160	300	3.551
25	490.9	982	1473	1964	2454	2945	3436	170	310	3.85
26	530.9	1062	1593	2124	2655	3186	3717	180	350	4.17
27	572.6	1144	1716	2291	2865	3435	4008			4.495
28	615.3	1232	1847	2463	3079	3695	4310	190	370	4.83
30	706.9	1413	2121	2827	3534	4241	4948	200	380	5.55
32	804.3	1609	2418	3217	4201	4826	5630	210	400	6.31
34	907.9	1816	2724	3632	4540	5448	6356			7.13
35	962.0	1924	2886	3848	4810	5772	6734			7.50
36	1017.9	2036	3054	4072	5089	6107	7125			7.99
40	1256.1	2513	3770	5027	6283	7540	8796			9.865

4.2　素混凝土结构构件计算

4.2.1　受　压　构　件

图附-4-1为矩形截面的素混凝土受压构件抗压强度计算图。对称于弯矩作用平面的任意截面的受压构件，其抗压强度应按下列公式计算：

$$N \leqslant \varphi f_{cc} b(h-2e_0) \qquad (附-4-1)$$

$$e_0 \leqslant 0.9y'_0 \qquad (附-4-2)$$

式中　N——轴向力设计值，N；

φ——纵向弯曲系数，按表附-4-11取用；

f_{cc}——素混凝土的轴心抗压强度设计值，其值由表附-4-2的规定值乘以系数0.95确定；

e_0——受压区混凝土的合力点至截面重心的距离，mm；

b——截面宽度，mm；

h——截面高度，mm。

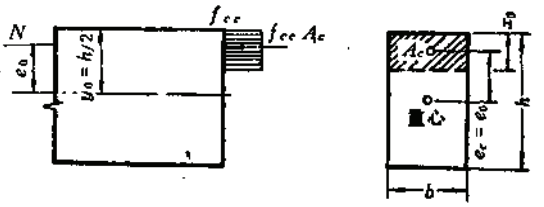


图 附-4-1 矩形截面的素混凝土受压构件抗压强度计算图

对不允许开裂的混凝土受压构件（如处于液体压力下的受压构件、女儿墙等），当$e_0 \geqslant 0.45y_0'$时，其抗压强度应按下列公式计算：

$$N \leqslant \varphi \frac{\gamma_m f_{tc} bh}{\frac{e_0}{h}-1} \tag{附-4-3}$$

式中 f_{tc}——素混凝土抗拉设计强度(MPa)，其值由表附-4-2的规定值乘以系数0.6确定；

γ_m——截面抵抗矩塑性系数，对于矩形和翼缘位于受压区的T形截面取1.75；

其余符号同前。

素混凝土偏心受压构件，除应计算弯矩作用平面的强度外，还应按轴心受压构件验算垂直于弯矩作用平面的强度，此时，不考虑弯矩作用，但应考虑纵向弯曲系数。

当按（附-4-1）式计算时，对$e_0 \geqslant 0.45y_0'$的受压构件，应在混凝土受拉区配置构造钢筋，其配筋率不小于构件截面面积的0.05%，但如能符合（附-4-3）的条件时，可不受此限。

素混凝土构件的稳定系数φ见表附-4-11。

素混凝土构件的稳定系数φ 表附-4-11

L_0/b	<4	4	6	8	10	12	14	16	18	20	22	24	26	28	30
L_0/i	<14	14	21	28	35	42	49	55	63	70	76	83	90	97	104
φ	1.00	0.98	0.96	0.91	0.86	0.82	0.77	0.72	0.68	0.63	0.59	0.55	0.51	0.47	0.44

注：在计算L_0/b时，b的取值，对偏心受压构件取弯矩作用平面的截面高度，对轴心受压构件取截面短边尺寸。

4.2.2 受弯构件

受弯构件的计算如下：

$$M \leqslant \frac{\gamma_m f_{tc} bh^2}{6} \tag{附-4-4}$$

式中 M——弯矩设计值，N·mm；

其余符号同前。

4.2.3 局 部 受 压

局部受压计算如下：

$$F_l \leqslant \omega\beta f_{cc} A_l \tag{附-4-5}$$

若在局部受压区尚有非局部荷载作用时，应按下式计算：

$$F_l \leqslant \omega\beta(f_{cc} - \sigma_K) A_l \tag{附-4-6}$$

$$\beta = \sqrt{\frac{A_b}{A_l}} \tag{附-4-7}$$

式中　N——局部受压构件的设计轴向力，N；

A_l——局部受压面积，mm^2；

ω——荷载分布的影响系数，当局部受压区内的荷载为均匀分布时取$\omega = 1.0$，当局部荷载为非均匀分布时（如梁、过梁等的端部支承面）取$\omega = 0.75$；

σ_K——非局部荷载设计值所产生的混凝土压应力，MPa；

β——混凝土局部承压时的强度提高系数，按式（附-4-7）计算；

A_b——局部承压时的计算底面积（mm^2），A_b根据同心对称的原则确定，一般按图附-4-2取用。

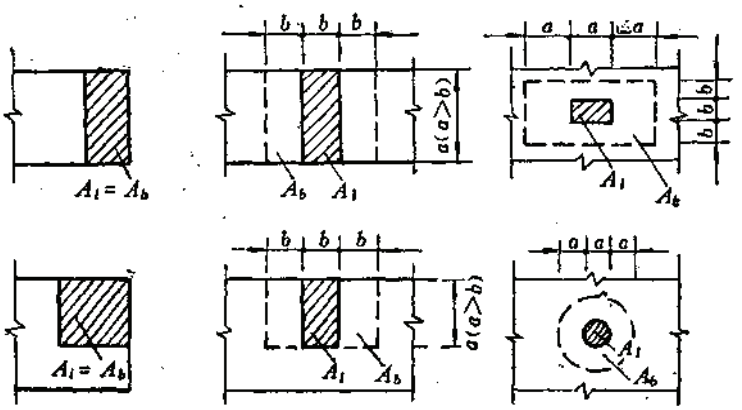


图 附-4-2　确定局部承压计算底面积A_b图

4.3 钢筋混凝土结构构件计算

4.3.1 强 度 计 算

4.3.1.1 轴心受压构件

钢筋混凝土轴心受压构件，当配有箍筋或在纵向钢筋上焊有横向钢筋时，其正截面强度应按下式计算（图附-4-3）：

$$N \leqslant \varphi(f_c A + f'_y A'_s) \tag{附-4-8}$$

当纵向钢筋配筋率大于 3 %时，（附-4-8）式中A应改用A_n，$A_n = A - A'_s$。

式中 N——设计轴向力，N；

φ——钢筋混凝土构件的稳定系数，按表附-4-12取用。

f_c——混凝土的轴心抗压设计强度，N/mm²，按表附-4-2取用；

f'_y——纵向钢筋的抗压设计强度（N/mm²），按表附-4-6取用；

A——构件截面面积，mm²；

A'_s——全部纵向钢筋的截面面积，mm²；

A_n——构件受压混凝土的截面面积，mm²。

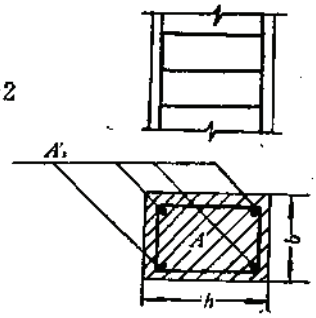


图 附-4-3 配置箍筋的钢筋混凝土轴心受压构件截面图

钢筋混凝土构件的稳定系数φ 表附-4-12

l_0/b	≤8	10	12	14	16	18	20	22	24	26	28
l_0/d	≤7	8.5	10.5	12	14	15.5	17	19	21	22.5	24
l_0/i	≤28	35	42	48	55	62	69	76	83	90	97
φ	1.00	0.98	0.95	0.92	0.87	0.81	0.75	0.70	0.65	0.60	0.56
l_0/b	30	32	34	36	38	40	42	44	46	48	50
l_0/d	25	28	29.5	31	33	34.5	35.5	38	40	41.5	43
l_0/i	104	111	118	125	132	139	146	153	160	167	174
φ	0.52	0.48	0.44	0.40	0.36	0.32	0.29	0.26	0.23	0.21	0.19

注：表中l_0为构件计算长度，b为矩形截面的短边尺寸，d为圆形截面的直径，i为截面最小回转半径。

4.3.1.2 轴心受拉构件

轴心受拉构件的正截面强度按下式计算：

$$N \leqslant f_y A_s \tag{附-4-9}$$

式中 N——设计轴向力，N；

f_y——钢筋抗拉设计强度，按表附-4-6取用；

A_s——钢筋的全部截面面积，mm²。

4.3.1.3 偏心受压构件

（1）矩形截面偏心受压构件正截面强度应按下列公式计算（图附-4-4）。

当受压区高度$x \geqslant 2a'$时：

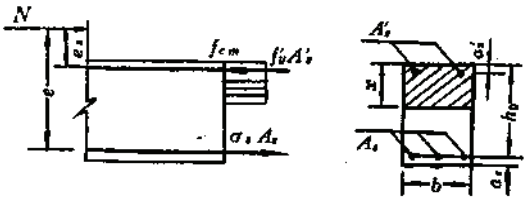


图 附-4-4 矩形截面偏心受压构件正截面强度计算图

$$N \leqslant f_{cm} bx + f'_y A'_s - \sigma_s A_s \tag{附-4-10}$$

$$Ne \leqslant f_{cm} bx\left(h_0 - \frac{x}{2}\right) + f'_y A'_s (h_0 - a'_s) \tag{附-4-11}$$

$$x = h_0 \xi \tag{附-4-12}$$

当$\xi \leqslant \xi_b$时，称为大偏心受压构件

当$\xi > \xi_b$时，称为小偏心受压构件

$$\xi = \frac{N - \xi_b f_{cm} b h_0}{\dfrac{Ne - 0.45 f_{cm} b h_0^2}{(0.8 - \xi_b)(h_0 - a_s')} + f_{cm} b h_0} + \xi_b \tag{附-4-13}$$

$$e = \eta e_i + \frac{h}{2} - a_s \tag{附-4-14}$$

$$e_i = e_0 + e_a \tag{附-4-15}$$

$$e_a = 0.12(0.3h_0 - e_0) \tag{附-4-16}$$

式中　N——设计轴向力，N；

e——轴向力作用点至受拉钢筋的合力点之间的距离，mm；

η——考虑挠度影响的轴向力偏心距增大系数，当$\frac{L_0}{h}$或$\frac{L_0}{d} \leqslant 8$时，取$\eta = 1$；

e_i——初始偏心距，mm；

e_0——轴向力对截面重心的偏心距（mm），$e_0 = \frac{M}{N}$；

e_a——附加偏心距（mm），当$e_a \geqslant 0.3h_0$时，取$e_a = 0$；

σ_s——受拉边或受压较小边的钢筋的应力（MPa），当为大偏心时，$\sigma_s = f_y$，当为小偏心时按（附-4-17）计算。

$$\sigma_s = \frac{f_y}{\xi_b - 0.8}\left(\frac{X}{h_{0i}} - 0.8\right) \tag{附-4-17}$$

$$\xi_b = \frac{x_b}{h_0} = \frac{0.8}{1 + \dfrac{f_y}{0.0033E_s}} \tag{附-4-18}$$

式中　h_{0i}——第一排钢筋截面重心至混凝土受压区边缘的距离，mm；

X——混凝土受压区高度，mm；

f_s——受拉钢筋设计强度，对非预应力钢筋，$f_s = f_y$；

E_s——钢筋弹性模量，按表附-4-9取用；

h_0——截面有效高度，mm；

x_b——界限受压区高度，mm；

ξ_b——界限相对受压区高度、可按表附-4-13取用；

其余符号同前。

$$\eta = 1 + \frac{1}{\dfrac{1400e_i}{h_0}}\left(\frac{L_0}{h}\right)^2 \zeta_1 \zeta_2 \tag{附-4-19}$$

$$\zeta_1 = \frac{0.5 f_c A}{N} \tag{附-4-20}$$

$$\zeta_2 = 1.15 - 0.01\frac{L_0}{h} \tag{附-4-21}$$

式中 L_0——柱的计算长度，mm；

h——截面高度(mm)，对环形截面取外径d，对圆形截面取直径d；

ζ_1——考虑偏心矩对截面曲率的影响系数，当$\zeta_1>1$时，取$\zeta_1=1$；

ζ_2——考虑构件长细比对截面曲率的影响系数，当$\frac{L_0}{h}<15$时，取$\zeta_2=1$；

N_{u0}——构件轴心抗压强度，按全部纵向钢筋计算，但不考虑稳定系数φ；

N_b——受压区高度为x时，构件截面抗压强度；

其余符号同前。

系数 ξ_b、ξ_{cy} 值表 表附-4-13

钢种	Ⅰ级$f_y=210$MPa	Ⅱ级$f_y=310$MPa	Ⅲ级$f_y=340$MPa	Ⅳ级$f_y=500$MPa
ξ_b	0.614	0.544	0.528	0.455
ξ_{cy}	0.986	1.056	1.072	1.146

当受压区高度$x<2a'$时：

$$Ne\leqslant f_yA_s(h_0-a'_s) \tag{附-4-22}$$

式中 a'_s——受压钢筋合力点至截面近边的距离，mm；

其余同前。

（2）圆形截面沿周边均匀配置纵向钢筋的正截面强度按下式计算（环形截面计算见1.6.3.2）：

$$N\leqslant\alpha f_{cm}A\left(1-\frac{\sin 2\pi\alpha}{2\pi\alpha}\right)+(\alpha-\alpha_t)f_yA_s \tag{附-4-23}$$

$$N\eta e_i\leqslant\frac{2}{3}f_{cm}r^3\sin^3\pi\alpha+$$

$$+\frac{f_yA_sr_s}{\pi}(\sin\pi\alpha+\sin\pi\alpha_t) \tag{附-4-24}$$

$$\alpha_t=1.25-2\alpha \tag{附-4-25}$$

$$e_i=e_0+e_a \tag{附-4-26}$$

$$e_a=0.12[0.3(r+r_s)-e_0] \tag{附-4-27}$$

式中 A——构件截面面积，mm²；

A_s——全部总向钢筋的截面面积，mm²；

r——环形截面的半径，mm；

r_s——纵向钢筋所在圆周的半径，mm；

α——受压区混凝土截面面积与全截面面积的比值，mm²；

α_t——纵向受拉钢筋截面面积与全部纵向钢筋截面面积的比值，(mm²)，当$\alpha>0.625$时，取$\alpha_t=0$；

e_0——轴向力对截面重心的偏心距，mm；

e_a——附加偏心距(mm)；当$e_0 \geqslant 0.3(r+r_s)$时，取$e_a=0$。

4.3.1.4　受弯构件

1. 矩形截面或翼缘位于受拉边的T形截面受弯构件正截面强度

按图附-4-5所示，计算如下：

$$M \leqslant f_{cm}bx\left(h_0-\frac{x}{2}\right)+f'_yA'_s(h_0-a'_s) \tag{附-4-28}$$

式中　M——设计弯矩；

其余符号同前。

此时，受压区高度x按下式计算：

$$f_{cm}bx=f_yA_s-f'_yA'_s \tag{附-4-29}$$

混凝土受压区高度应符合下列要求：

$$x \leqslant \xi_b h_0 \tag{附-4-30}$$

$$x \geqslant 2a'_s \tag{附-4-31}$$

式中　符号同前。

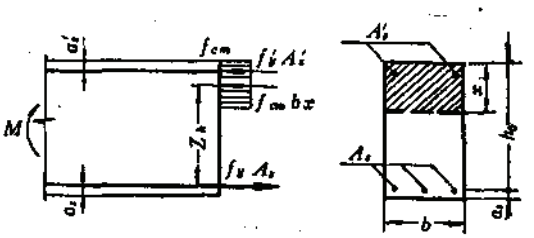


图 附-4-5　矩形截面受弯构件正截面强度计算图

2. 翼缘位于受压区的T形截面受弯构件、其正截面强度

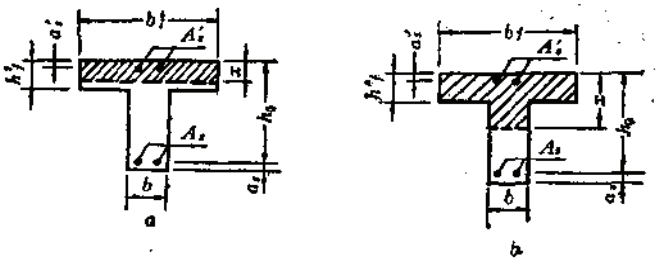


图 附-4-6　T形截面受弯构件受压区高度位置图

$a-x \leqslant h'_f$；$b-x > h'_f$

按下列情况计算：

（1）当符合（附-4-32）式条件时，则按宽度为b'_f的矩形截面计算（见图附-4-6中a图）：

$$f_yA_s \leqslant f_{cm}b'_fh'_f+f'_yA'_s \tag{附-4-32}$$

（2）当不符合（附-4-32）条件时，计算应考虑截面腹板受压区混凝土的工作，其正截面强度按下式计算（见图附-4-6中b图）：

$$M \leqslant f_{cm}bx\left(h_0-\frac{x}{2}\right)+f_{cm}(b'_f-b)\left(h_0-\frac{h'_f}{2}\right)h'_f+f'_yA'_s(h_0-a'_s) \tag{附-4-33}$$

式中 h'_f——T形截面受压区的翼缘高度，mm；

b'_f——T形截面受压区翼缘的计算宽度（mm），按表附-4-14取用。

此时，受压区高度x按下式确定：

$$f_{cm}[bx+(b'_f-b)h'_f]=f_yA_s-f'_yA'_s \qquad (附-4-34)$$

混凝土受压区的高度应符合（附-4-30）式、（附-4-31）式的条件要求。

T形及倒L形截面受弯构件翼缘计算宽度b_f' 表附-4-14

项次	考虑情况	T形截面 肋形梁（板）	T形截面 独立梁	倒L形截面肋形梁（板）
1	按跨度L考虑	$\frac{1}{3}L$	$\frac{1}{3}L$	$\frac{1}{3}L$
2	按梁（肋）净距S_n考虑	$b+S_n$	—	$b+\frac{S_n}{2}$
3	按翼缘高度h_f'考虑，当$h_f'/h_0\geqslant0.1$时	—	$b+12h_f'$	—
	当$0.1>h_f'/h_0\geqslant0.05$时	$b+12h_f'$	$b+6h_f'$	$b+5h_f'$
	当$h_f'/h_0<0.05$时	$b+12h_f'$	b	$b+5h_f'$

注：1.表中b为梁的腹板宽度。

2.如肋形梁在梁跨内设有间距小于纵肋间距的横肋时，则可不遵守表中项次3的规定。

3.对有加腋的T形和倒L形截面，当受压区加腋的高度$h_h\geqslant h_f'$且加腋的宽度$b_h\leqslant0.3h_h$时，则其翼缘计算宽度可按表中项次3的规定分别增加$2b_h$（T形截面）和b_h（倒L形截面）。

4.独立梁受压区翼缘板在荷载作用下经验算沿纵肋方向可能产生裂缝时，则计算宽度取用腹板的宽度b。

受弯构件的强度计算，一般应满足条件$x\leqslant\xi_bh_0$。

4.3.1.5 构造规定

（1）钢筋混凝土结构伸缩缝的最大间距按表附-4-15的规定取用。

钢筋混凝土结构伸缩缝最大间距（m） 表附-4-15

项次	结构类别		室内或土中	露天
1	排架结构	装配式	100	70
2	框架结构	装配式	75	50
		现浇式	65	35
3	剪力墙结构	装配式	65	40
		现浇式	45	30
4	挡土墙、地下室墙壁等类结构	装配式	40	30
		现浇式	30	20

注：1.如有充分依据或可靠措施，表中数值可予以增减。

2.当屋面板上部无保温或隔热措施时，框架、剪力墙结构的伸缩缝间距，可按表中露天栏的数值选用，排架结构可按适当低于表中室内栏的数值选用。

3.排架结构的柱面（从基础顶面算起）低于8m时，宜适当减小伸缩缝间距。

4.外墙装配内墙现浇的剪力墙结构，其伸缩缝最大间距宜按现浇式栏内数值选用，滑模施工的剪力墙，宜适当减小伸缩缝间距，现浇墙体在施工中应采取措施减小混凝土收缩能力。

5.位于气候干燥地区，夏季炎热且暴雨频繁地区的结构或经常处于高温作用下的结构，可按照使用经验适当减小伸缩缝间距。

6.伸缩缝间距尚应考虑施工条件的影响，必要时（如材料收缩较大或室内结构因施工外露时间较长）宜适当减小伸缩缝间距。

（2）受力钢筋混凝土保护层最小厚度按表附-4-16的规定取用，且不小于受力钢筋的直径 d。

混凝土保护层最小厚度（mm） 表附-4-16

项次	环境条件	构件类别	混凝土强度等级		
			≤C20	C25 C30	≥C35
1	室内正常环境	板、墙、壳	15	15	15
		梁、柱	25	25	25
2	露天或室内高湿度环境	板、墙、壳	35	25	15
		梁、柱	45	35	25

注：1. 处于室内正常环境的预制构件，当混凝土强度等级不低于C20，且施工质量有可靠保证时，其保护层厚度可按表中规定减少5mm。

2. 预制钢筋混凝土受弯构件，钢筋端头的保护层厚度一般为10mm，预制的肋形板，其主肋的保护层厚度可按梁选用。

3. 处于露天或室内高湿度环境中的构件4其混凝土强度等级不宜低于C25，当非主要承重结构的混凝土强度等级采用C20时，其保护层厚度可按表中C25的规定值取用。

4. 板、墙、壳中分布钢筋的保护层厚度不应小于10mm，梁、柱中箍筋或构造钢筋的保护层厚度不应小于15mm。

（3）当计算中充分利用受拉钢筋强度时，锚固长度 l_a 应不小于表附-4-17的规定。

（4）最小配筋百分率应不小于表附-4-18的规定。

受拉钢筋的锚固长度 l_a 表附-4-17

项次	钢筋类型	混凝土强度等级			
		C15	C20	C25	≥C30
1	Ⅰ级钢筋	40d	30d	25d	20d
2	月牙纹Ⅱ级钢筋	50d	40d	35d	30d
3	月牙纹Ⅲ级钢筋		45d	40d	35d
4	冷拔低碳钢丝	250mm	250mm	250mm	250mm

注：1. 当月牙纹钢筋直径 d>25mm时，l_a 应增加5d。

2. 在任何情况下，受拉钢筋的锚固长度应不小于250mm。

钢筋混凝土构件中纵向受力钢筋的最小配筋百分率 表附-4-18

项次	分类	混凝土强度等级	
		≤C35	C40～C60
1	轴心受压构件的全部受压钢筋	0.4	0.4
2	偏心受压及偏心受拉构件的受压钢筋	0.2	0.2
3	受弯构件、偏心受压构件、大偏心受拉构件的受拉钢筋及小偏心受拉构件每一侧的受拉钢筋	0.15	0.2

注：1. 计算受压钢筋最小配筋百分率所用的混凝土计算面积采用构件的实际截面面积，计算翼缘位于受压区的 T 形截面受弯构件的受拉钢筋，其最小配筋百分率的混凝土计算面积采用构件腹板的宽度乘以有效高度的截面面积。

2. 配置碳素钢丝、刻痕钢丝、钢绞线、热处理钢筋和冷拔低碳钢丝的预应力混凝土受弯构件。其受拉预应力钢筋最小配筋百分率除应符合表中的规定外，其正截面抗弯强度尚应符合 $M_u \geqslant \xi M_{cr}$ 的要求，M_u 为受弯构件的正截面抗弯强度，M_{cr} 为受弯构件的正截面抗裂强度，ξ 为系数，对冷拔低碳钢丝取 $\xi=1.15$，其它钢丝均取 $\xi=1.10$。

3. 当温度、收缩等因素对构件产生较大影响时，构件的最小配筋百分率应适当增加。

4.3.2 斜截面承载力计算

4.3.2.1 矩形、T形和工字形截面的受弯构件

其受剪截面应符合下列要求：

当$\frac{h_w}{b}\leqslant 4$时：

$$V\leqslant 0.25f_cbh_0 \tag{附-4-35}$$

当$\frac{h_w}{b}\geqslant 6$时：

$$V\leqslant 0.2f_cbh_0 \tag{附-4-36}$$

当$4<\frac{h_w}{b}<6$时，按直线内插法取用。

式中 V——剪力设计值，MPa；

b——矩形截面的宽度，T形或工字形截面的腹板宽度，mm；

h_w——截面的腹板高度（mm），矩形截面取有效高度，T形截面取有效高度减去翼缘高度，工字形截面取腹板净高；

其余符号同前。

在计算斜截面的承载能力时，其计算位置应按下列规定采用。

（1）支座边缘处截面见图附-4-7中1-1截面。

（2）受拉区弯起钢筋弯起点处截面见图附-4-7中2-2、3-3截面。

（3）受拉区箍筋数量与间距改变处的截面见图附-4-7b中4-4截面。

（4）腹板宽度改弯处的截面。

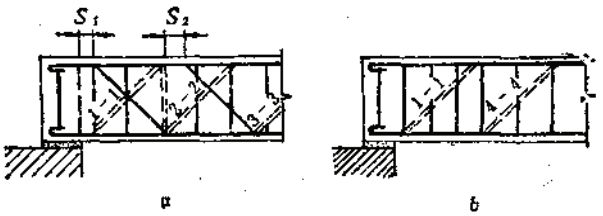


图 附-4-7 斜截面抗剪强度的计算位置图

a——弯起钢筋；b—箍筋

1-1截面为支座边缘处的斜截面；2-2和3-3截面为受拉区弯起钢筋弯起点的斜截面；4-4截面为箍筋数量与间距改变处的截面

4.3.2.2 矩形、T形和工字形截面的受弯构件

当仅配有箍筋时，其斜截面的承载能力应按下列公式计算：

$$V\leqslant V_{cs} \tag{附-4-37}$$

$$V_{cs}=0.07f_cbh_0+1.5f_y\frac{A_{sv}}{s}h_0 \tag{附-4-38}$$

式中 V——构件斜截面上的最大剪力设计值，MPa；

V_{cs}——构件斜截面上受压区混凝土和箍筋的受载承载力设计值，MPa；

A_{sv}——配置在同一截面内箍筋各肢的全部截面面积，$A_{sv}=nA_{sv1}$，此处，n为在同一个截面内箍筋的肢数，A_{svi}为单肢箍筋的截面面积；

n——在同一截面内箍筋的肢数；

A_{sv1}——单肢箍筋的截面面积；

s——沿构件长度方向上箍筋的间距。

箍筋抗拉强度设计值f_{yv}按表附-4-6取用，但取值应不大于310MPa。

当有集中荷载作用下的矩形截面独立梁（包括作用有多种荷载，其中集中荷载对支座截面所产生的剪力值占总剪力值的75%以上情况），则按下式计算：

$$V_{cs}=\frac{0.2}{\lambda+1.5}f_cbh_0+1.25f_{yv}\frac{A_{sv}}{s}h_0 \qquad (附-4-39)$$

式中　λ——计算截面的剪跨比，$\lambda=\frac{a}{h_0}$，在计算截面至支座之间箍筋应均匀配置，当$\lambda>3$时，取$\lambda=3$，当$\lambda<1.4$时，取$\lambda=1.4$；

a——集中荷载到支座之间的距离；

其余符号同前。

4.3.2.3　矩形、T形和工字形截面的受弯构件

当配有箍筋和弯起钢筋时，其斜截面的受剪承载力应按下式计算：

$$V\leqslant V_{cs}+0.8f_yA_{sb}\sin\alpha_s \qquad (附-4-40)$$

式中　V——在配置弯起钢筋处的剪力设计值（MPa），当计算第一排（对支座而言）弯起钢筋时取用支座边缘处的剪力值，当计算以后的每一排弯起钢筋时，取用前一排（对支座而言）弯起钢筋弯起点处的剪力值；

A_{sb}——弯起平面内弯起钢筋的截面面积，mm²；

α_s——斜截面上弯起钢筋与构件纵向轴线的夹角；

其余符号同前。

4.3.2.4　矩形、T形和工字形截面受弯构件，斜截面配筋的构造要求

当$V\leqslant0.07f_cbh_0$时，则不需进行斜截面受剪承载力计算，按表附-4-19规定构造配置箍筋。此时，还应符合下列规定。

（1）对高度大于300mm或高度为150～300mm的梁在构件中部$\frac{1}{2}$跨度范围内有集中荷载作用时，应沿构件全长设置箍筋，对高度为150～300mm的梁可仅在构件端部各$\frac{1}{4}$跨度范围内设置箍筋，对高度小于150mm的梁可不设置箍筋。

（2）对于高度大于800mm的梁，其箍筋直径不宜小于8mm，高度为$250<h<800$mm的梁，箍筋直径不宜小于6mm，高度为250mm及以下的梁，箍筋直径不宜小于4mm，当梁中配有计算的受压钢筋时，箍筋直径不宜小于受压钢筋最大直径d的$\frac{1}{4}$倍，且应做成封闭式，其间距在绑扎骨架中不应大于15d，在焊接骨架中不应大于20d，但任何情况下均不应

梁中箍筋的最大间距（mm） 表附-4-19

项次	梁高h（mm）	$V>0.07f_cbh_0$	$V\leqslant0.07f_cbh_0$
1	$150<h\leqslant300$	150	200
2	$300<h\leqslant500$	200	300
3	$500<h\leqslant800$	250	350
4	$h>800$	300	500

大于400mm。

4.3.3 配 筋 计 算

4.3.3.1 矩形截面非对称配筋的偏心受压构件

1. 大偏心受压

大偏心受压构件的配筋计算如下：

$$A'_s=\frac{Ne-f_{cm}bh_0^2\xi_b(1-0.5\xi_b)}{f'_y(h_0-a'_s)} \tag{附-4-41}$$

$$A_s=\frac{f_{cm}bx+f'_yA'_s-N}{f_y}=\frac{f_{cm}bh_0\xi_b-N}{f_y}+\frac{f'_y}{f_y}A'_s \tag{附-4-42}$$

$$x=h_0-\sqrt{h_0^2-\frac{2M}{f_{cm}b}} \tag{附-4-43}$$

2. 小偏心受压

小偏心受压构件的配筋计算如下：

$$A_s=\rho_{min}bh_0 \tag{附-4-44}$$

$$A'_s=\frac{Ne-f_{cm}bh_0^2\xi(1-0.5\xi)}{f'_y(h_0-a'_s)} \tag{附-4-45}$$

或为

$$A'_s=\frac{Ne-f_{cm}bh^2\left(0.5-\frac{a_s}{h}\right)}{f'_y(h_0-a'_s)} \tag{附-4-46}$$

$$A_s=\frac{N-f_{cm}bh-f'_yA'_s}{f_y} \tag{附-4-47}$$

式中 符号同前。

3. 计算例题1

已知设计荷载作用下柱的轴向力$N=31\times10^4$N，弯矩$M=16.5\times10^4$N·m，柱的计算长度$V_0=3000$mm，截面尺寸为$b=300$mm，$h=400$mm，$a_s=a'_s=35$mm，混凝土强度等级为C20，$f_{cm}=10.5$N/mm²，Ⅱ级钢筋，$f_y=f'_y=310$N/mm²，计算钢筋截面积A_s和A'_s。若已知受压钢筋为$A'_s=804$mm²时，求受拉钢筋A_s。

1）计算柱的配筋A'_s和A_s

（1）柱的细长比及η：

$$\frac{l_0}{h}=\frac{3000}{400}=7.5<8 \quad 取\eta=1.0$$

（2）偏心矩：

$$e_0=\frac{M}{N}=\frac{16.5\times10^4}{31\times10^4}=0.53\text{m}>0.3h_0=0.11\text{m}\text{为大偏心}$$

$$e_a=0.12(0.3h_0-e_0)=0.12\times(0.3\times365-530)=-50.46\text{mm}<0$$

取$e_a=0$计算：

$$e_i=e_0+e_a=530\text{mm}$$

$$e=\eta e_i+\frac{h}{2}-a_s=530+200-35=695\text{mm}$$

（3）按（附-4-41）、（附-4-42）式计算A'_s和A_s：

查表附-4-13Ⅱ级钢筋$\xi_b=0.544$

$$A'_s=\frac{Ne-f_{cm}bh_0^2\xi_b(1-0.5\xi_b)}{f'_y(h_0-a'_s)}$$

$$=\frac{310000\times695-10.5\times300\times365^2\times0.544\times(1-0.5\times0.544)}{310\times(365-35)}$$

$$=481\text{mm}^2>\rho_{min}bh_0=219\text{mm}^2$$

取 3 Φ16　$A'_s=603\text{mm}^2$

$$A_s=\frac{f_{cm}bh_0^2\xi_b-N}{f_y}+\frac{f'_y}{f_y}A'_s$$

$$=\frac{10.5\times300\times365^2\times0.544-310000}{310}+\frac{310}{310}\times531$$

$$=1549\text{mm}^2$$

取3Φ26　$A_s=1593\text{mm}^2$

配筋总量为$A_s+A'_s=1593+603=2196\text{mm}^2$

2）当$A'_s=804\text{mm}^2$时，求受拉钢筋面积A_s

解法1：

（1）按（附-4-11）计算受压区高度x：

$$Ne=f_{cm}bx\left(h_0-\frac{x}{2}\right)+f'_yA'_s(h_0-a'_s)$$

$$310000\times695=10.5\times300x\left(365-\frac{x}{2}\right)+310\times804(365-35)$$

整理后得：

$$x^2-730x+84572=0$$

$$x_{1,2}=\frac{730\pm\sqrt{(-730)^2-4\times84572}}{2}$$

$$x_1=144.4\text{mm}$$

$$x_2=585.6\text{mm}\quad\text{此根舍去}$$

（2）计算系数ξ：

$$\xi=\frac{x}{h_0}=\frac{144.4}{365}=0.396<\xi_b=0.544\quad\text{为大偏心}$$

$$x=144.4\text{mm}>2a'_s=70\text{mm}$$

（3）按（附-4-42）式计算受拉钢筋A_s：

$$A_s=\frac{f_{cm}bx+f'_yA'_s-N}{f_y}$$

$$=\frac{10.5\times300\times144.4+310\times804-310000}{310}=1271\text{mm}^2$$

取4Φ20 $A_s=1256\text{mm}^2$

解法2：

（1）计算弯矩M_1和M_2：

$$M_1=f'_yA'_s(h_0-a'_s)$$
$$=310\times804\times(365-35)$$
$$=82249200\text{N}\cdot\text{mm}$$
$$M_2=Ne-M_1=310000\times695-82249200$$
$$=133200800\text{N}\cdot\text{mm}$$

（2）按（附-4-43）式计算受压区高度x：

$$x=h_0-\sqrt{h_0^2-\frac{2M_2}{f_{cm}b}}$$
$$=365-\sqrt{365^2-\frac{2\times133200800}{10.5\times300}}$$
$$=144.4\text{mm}>2a'_s=70\text{mm}$$
$$\xi=\frac{x}{h_0}=\frac{144.4}{365}=0.396<\xi_b=0.544 \quad \text{为大偏心}$$

（3）根据抗拉钢筋内力平衡条件计算A_s：

$$A_{s2}=\frac{f_{cm}bx}{f_y}=\frac{10.5\times300\times144.4}{310}=1463\text{mm}^2$$
$$A_s=\frac{f'_y}{f_y}A'_s+A_{s2}-\frac{N}{f_y}$$
$$=804+1463-\frac{310000}{310}=1267\text{mm}^2$$

取4Φ20 $A_s=1256\text{mm}^2$

4. 计算例题2

已知在设计荷载作用下轴向力$N=317\times10^4$N，弯矩$M=836\times10^2$N·m，柱截面为$b\times h=400\times600$ mm，计算长度$l_0=6000$mm，$a_s=a'_s=35$mm，混凝土强度等级为$C20$，$f_c=9.5\text{N/mm}^2$，$f_{cm}=10.5\text{N/mm}^2$，Ⅱ级钢筋，$f_y=f'_y=340\text{N/mm}^2$，求钢筋截面积$A_s$和$A'_s$。

解法1：

$$e_0=\frac{M}{N}=\frac{83600}{317\times10^4}=0.0264\text{m}=26.4\text{mm}$$
$$e_a=0.12(0.3\times565-26.4)=17.2\text{mm}$$
$$e_i=e_0+e_a=26.4+17.2=43.6\text{mm}$$
$$\frac{l_0}{h}=\frac{6000}{600}=10<15 \quad \text{取}\zeta_2=1$$
$$\zeta_1=0.2+2.7\times\frac{e_i}{h_0}=0.2+\frac{2.7\times43.6}{565}=0.408$$
$$\eta=1+\frac{1}{1400\frac{e_i}{h_0}}\left(\frac{l_0}{h}\right)^2\zeta_1\zeta_2$$
$$=1+\frac{1}{1400\times43.6/565}\left(\frac{6000}{600}\right)^2\times0.408\times1$$
$$=1.378$$
$$\eta e_i=1.378\times43.6=60.10\text{mm}<0.3h_0=169.5\text{mm}\text{为小偏心}$$

$$e=\eta e_i+\frac{h}{2}-a'_s=60.10+300-35=325.10\text{mm}$$

Ⅱ级钢筋$\xi_b=0.528$

$$(\xi_b-0.8)h_0=(0.528-0.8)\times 565=-153.68\text{mm}$$

$$0.002\times(h_0-a'_s)=0.002\times(565-35)=1.06\text{mm}$$

$$0.0016\times(h_0-a'_s)=0.0016\times(565-35)=0.848\text{mm}$$

$$\frac{f_y}{f_{cm}}=\frac{340}{10.5}=32.381$$

$$\frac{a'_s}{h_0}=\frac{35}{565}=0.06195$$

$$e'=\frac{h}{2}-\eta e_i-a'_s=300-60.10-35=204.3\text{mm}$$

$$f_{cm}bh^2_0=10.5\times 400\times 565^2=1340745000\text{N}\cdot\text{mm}$$

$$\xi=\left[\frac{0.002(h_0-a'_s)}{(\xi_b-0.8)h_0}\times\frac{f_y}{f_{cm}}+\frac{a'_s}{h_0}\right]+$$

$$+\sqrt{\left[\frac{0.002(h_0-a'_s)}{(\xi_b-0.8)h_0}\times\frac{f_y}{f_{cm}}+\frac{a'_s}{h_0}\right]^2+2\left[\frac{Ne'}{f_{cm}bh^2_0}-\frac{0.0016(h_0-a'_s)}{(\xi_b-0.8)h_0}\times\frac{f_y}{f_{cm}}\right]}$$

$$=\left[\frac{1.06}{-153.68}\times 32.381+0.06195\right]+$$

$$+\sqrt{\left[\frac{1.06}{-153.68}\times 32.381+0.06195\right]^2+2\left[\frac{3170000\times 204.90}{1340745000}-\frac{0.848}{-153.68}\times 32.381\right]}$$

$$=1.0015>\xi_b=0.528$$

$$<\frac{h}{h_0}=1.062$$

代入（附-4-44）、（附-4-45）求得A_s、A'_s

$$A_s=0.002\times bh_0=0.002\times 400\times 565=452\text{mm}^2$$

取4⌀12　则$A_s=452\text{mm}^2$

$$A'_s=\frac{Ne-f_{cm}bh^2_0\xi(1-0.5\xi)}{f'_y(h-a'_s)}$$

$$=\frac{3170000\times 325.10-1340745000\times 1.0015\times(1-0.5\times 1.0015)}{340\times(565-35)}$$

$$=1998.87\text{mm}^2$$

取4⌀26　则$A'_s=2124\text{mm}^2$

验算平衡条件：

$$\sigma_s=\frac{\xi-0.8}{\xi_b-0.8}f_y$$

$$=\frac{1.0015-0.8}{0.528-0.8}\times 340=-251.875\text{N/mm}^2$$

$$N_1=f_{cm}bh_0\xi+f'_yA'_s-\sigma_sA_s$$

$$=10.5\times 400\times 565\times 1.0015+340\times 1998.87-(-251.875)\times 452$$

$$=3.17\times 10^6\text{N}$$

$$\frac{N-N_1}{N}=\frac{3.17\times 10^6-3.17\times 10^6}{3.17\times 10^6}=0\quad\text{可以}$$

配筋总量为$A_s+A'_s=452+2124=2576\text{mm}^2$

解法2：

查表附-4-13 得$\xi_{cy}=1.072$

令 $\xi=\xi_{cy}=1.072>\frac{h}{h_0}=1.062$ $\therefore\xi=1.062$

按（附-4-46）、（附-4-47）式计算A_s、A'_s：

$$A'_s=\frac{Ne-f_{cm}bh^2\left(0.5-\frac{a'_s}{h}\right)}{f'_y(h_0-a'_s)}$$

$$=\frac{3170000\times325.47-10.5\times400\times600^2\times\left(0.5-\frac{35}{600}\right)}{340(565-35)}$$

$$=2019.64\text{mm}^2$$

取4⌀26 则$A'_s=2124\text{mm}^2$

$$A_s=\frac{N-f_{cm}bh-f'_yA'_s}{f_y}$$

$$=\frac{3170000-10.5\times400\times600-340\times2019.64}{340}$$

$$=-107.88\text{mm}^2<0 \quad \text{按构造配置}$$

取4⌀12 $A_s=452\text{mm}^2$

配筋总量与方法1相同。

平面外的轴压验算：

$$\frac{l_0}{b}=\frac{6000}{400}=15 \quad \text{查表附-4-12得}\varphi=0.895$$

$$N=\varphi(f_cA+f'_yA'_s)$$

$$=0.895(9.5\times400\times600+340\times2576)$$

$$=2824477N<3170000N \quad \text{平面外强度不够}$$

加大柱截面尺寸$b\times h=500\times600\text{mm}$，再重新计算：

$$A'_s=\frac{Ne-f_{cm}bh^2\left(0.5-\frac{a'_s}{h}\right)}{f_y(h_0-a'_s)}$$

$$=\frac{3170000\times325.47-10.5\times500\times600^2\times\left(0.5-\frac{35}{600}\right)}{340(565-35)}$$

$$=1093.17\text{mm}^2$$

取4⌀19 $A'_s=1134\text{mm}^2$

$$A_s=\frac{N-f_{cm}bh-f'_yA'_s}{f_y}$$

$$=\frac{3170000-10.5\times500\times600-340\times1093.17}{340}$$

$$=-1034.35\text{mm}^2<0 \quad \text{按构造配置}$$

$$A_s=\rho_{min}bh_0=0.002\times500\times565=565\text{mm}^2$$

取4⌀14 $A_s=615\text{mm}^2$

配筋总量为$A_s+A'_s=615+1134=1749\text{mm}^2$

平面外的轴压验算：

$$\frac{l_0}{b}=\frac{6000}{500}=12 \quad \text{查表附-4-13得}\varphi=0.95$$

$$N=\varphi(f_cA+f'_yA'_s)$$
$$=0.95(9.5\times500\times600+340\times1749)$$
$$=3272427N>3170000N \quad \text{满足要求}$$

把$b=500$mm，$h=600$mm条件代入解法 1 的有关公式，重新计算A_s，A'_s：

$$f_{cm}bh^2_0=10.5\times500\times565^2=1675931250\text{N·mm}$$

得$\xi=0.915>\xi_b=0.528$

$$<\frac{h}{h_0}=1.062$$

$$A'_s=\frac{Ne-f_{cm}bh^2_0\xi(1-0.5\xi)}{f'_y(h_0-a'_s)}$$

$$=\frac{3.17\times10^6\times325.1-10.5\times500\times565^2\times0.915\times(1-0.5\times0.915)}{340\times(565-35)}$$

$$=1102.4\text{mm}^2$$

取4⌀19　$A'_s=1134\text{mm}^2$

$$A_s=\rho_{min}bh_0=0.002\times500\times565=565\text{mm}^2$$

取4⌀14　$A_s=615\text{mm}^2$

配筋总量为$A'_s+A_s=1134+615=1749\text{mm}^2$

验算平衡条件：

$$\sigma_s=\frac{\xi-0.8}{\xi_b-0.8}f_y=\frac{0.915-0.8}{0.528-0.8}\times340=-143.76\text{N/mm}^2$$

$$N_1=f_{cm}bh_0\xi+A'_sf'_y-\sigma_sA_s$$
$$=10.5\times500\times565\times0.915+1102.4\times340-(-143.75)\times565$$
$$\doteq3170160\text{N}$$

$$\frac{N-N_1}{N}=\frac{3170000-3170160}{3170000}=-5\times10^{-5}\text{，可以。}$$

4.3.3.2　矩形截面对称配筋的偏心受压构件

1. 大偏心受压

大偏心受压构件的配筋计算如下：

$$x=\frac{N}{f_{cm}b} \tag{附-4-48}$$

$$A'_s=A_s=\frac{Ne-f_{cm}bh^2_0\xi(1-0.5\xi)}{f_y(h_0-a'_s)} \tag{附-4-49}$$

2. 小偏心受压

小偏心受压构件的配筋计算如下：

$$A'_s=A_s=\frac{Ne-f_{cm}bh^2_0\xi(1-0.5\xi)}{f'_y(h_0-a'_s)} \tag{附-4-50}$$

式中符号同前，其中ξ按（附-4-13）计算。

3. 计算例题 3

已知设计荷载作用下轴向力$N=2.6\times10^5$N，弯矩$M=8.4\times10^4$N·m，柱的计算长度$v_0=6000$mm，

截面尺寸为$b=400$mm，$h=600$mm，$a_s=a'_s=35$mm，混凝土强度等级为C20，$f_c=9.5$N/mm²，$f_{cm}=10.5$N/mm²，Ⅱ级钢筋，$f_y=f'_y=340$N/mm²，设计为对称配筋，计算该柱配筋$A'_s=A_s$。

解：

$$e_0=\frac{M}{N}=\frac{8.4\times10^6}{2.6\times10^5}=0.0323\text{m}<0.3h_0=169.5\text{mm}\text{为小偏心}$$

$$e_a=0.12(0.3h_0-e_0)=0.12\times(0.3\times565-32.3)=16.46\text{mm}$$

$$e_i=e_0+e_a=32.3+16.46=48.76\text{mm}$$

$$l_0/b=6000/400=15\quad 取\zeta_2=1.0$$

$$\zeta_1=0.2+2.7\frac{e_i}{h_0}=0.2+2.7\times\frac{48.76}{565}=0.433$$

$$\eta=1+\frac{1}{1400e_i/h_0}\left(\frac{l_0}{h}\right)^2\zeta_1\zeta_2$$

$$=1+\frac{1}{1400\times48.76/565}\left(\frac{6000}{600}\right)^2\times0.433\times1.0$$

$$=1.358$$

$$\eta e_i=1.358\times48.76=66.23\text{mm}$$

$$e=\eta e_i+\frac{h}{2}-a'_s=66.23+300-35=331.23\text{mm}$$

按（附-4-13）求系数ζ，Ⅱ级钢筋$\xi_b=0.528$

$$\xi=\frac{N-\xi_b f_{cm}bh_0}{\dfrac{Ne-0.5f_{cm}bh_0^2}{(0.8-\xi_b)(h_0-a'_s)}+f_{cm}bh_0}+\xi_b$$

$$=\frac{2600000-0.528\times10.5\times400\times565}{\dfrac{2.6\times10^6\times331.23-0.5\times10.5\times400\times565^2}{(0.8-0.528)(565-35)}+10.5\times400\times565}+0.528$$

$$=0.364+0.528$$

$$=0.892$$

$$A_{s1}=A_s=\frac{Ne-f_{cm}bh_0^2\xi(1-0.5\xi)}{f'_y(h_0-a'_s)}$$

$$=\frac{2.6\times10^6\times331.23-10.5\times400\times565^2\times0.892\times(1-0.5\times0.892)}{340\times(565-35)}$$

$$=1102.4\text{mm}^2$$

取各为3⌀22，$A'_s=A_s=1140$mm²

配筋总量为$A'_s+A_s=1140+1140=2280$mm²

4.3.3.3 单筋矩形截面受弯构件

1. 基本公式

单筋矩形截面受弯构件的基本计算公式如下：

$$A_s=\frac{f_{cm}bx}{f_y}\qquad(附-4-51)$$

$$x=h_0-\sqrt{h_0^2-\frac{2M}{f_{cm}b}}\qquad(附-4-43)$$

式中符号同前。

2．计算例题4

已知矩形截面梁$b=250mm$，$h=500mm$，$a_s=a'_s=35mm$，由设计荷载产生的弯矩$M=171080N\cdot m$，混凝土强度等级为$C20$，$f_{cm}=10.5N/mm^2$，$f_c=9.5N/mm^2$，Ⅱ级钢筋，$f_y=f'_y=310N/mm^2$，计算该梁的受拉钢筋A_s。

解：

$$h_0=500-35=465mm$$

$$x=h_0-\sqrt{h_0^2-\frac{2M}{f_{cm}b}}$$

$$=465-\sqrt{465^2-\frac{2\times171080000}{10.5\times250}}=171.95mm$$

$$A_s=\frac{f_{cm}bx}{f_y}$$

$$=\frac{10.5\times250\times171.95}{310}=1456mm^2$$

按（附-4-18）求ξ_b（或查表附-4-13），查表附-4-9得$E_s=2\times10^5N/mm^2$

$$\xi_b=\frac{0.8}{1+\frac{f_y}{0.0033E_s}}$$

$$=\frac{0.8}{1+\frac{310}{0.0033\times2\times10^5}}=0.544$$

$$\xi=\frac{x}{h_0}=\frac{171.95}{465}=0.3698<\xi_b=0.544$$

$$\rho=\frac{A_s}{bh_0}=\frac{1456}{250\times465}=0.0125>\rho_{min}=0.0015可以$$

取4⌀22　$A_s=1520mm^2$

3．计算例题5

已知条件同例4，梁截面为$b=250mm$，$h=450mm$，$A_s=1520mm$，验算此截面是否安全。

解：

$$h_0=450-35=415mm$$

$$x=\frac{f_yA_s}{f_{cm}b}=\frac{310\times1520}{10.5\times250}=179.5mm>2a_s=70mm$$

按（附-4-28）验算弯矩M：

$$M=f_{cm}bx\left(h_0-\frac{x}{2}\right)$$

$$=10.5\times250\times179.5\times\left(415-\frac{179.5}{2}\right)$$

$$=153252613N\cdot mm<171080000N\cdot mm不安全$$

4.3.3.4　双筋矩形截面受弯构件

1．基本公式

双筋矩形截面受弯构件的基本计算公式如下：

$$A'_s=\frac{M-f_{cm}bh_0^2\xi_b(1-0.5\xi_b)}{f'_y(h_0-a'_s)}\qquad(附-4-52)$$

$$A_s=\frac{f_{cm}bh_0\xi_b+f'_yA'_s}{f_y} \qquad (附-4-53)$$

式中符号同前。

2．计算例题6

已知梁截面为$b\times h=200\times500$mm，$a_s=a'_s=35$mm，设计荷载产生的弯矩$M=208000$N·m，混凝土强度等级为$C20$，$f_{cm}=10.5$N/mm²，Ⅱ级钢筋，$f_y=f'_y=340$N/mm²，求受压钢筋截面积A'_s和受拉钢筋截面积A_s。

解：

查表附-4-13得Ⅱ级钢筋$\xi_b=0.528$

$$h_0=500-35=465\text{mm}$$

按（附-4-53）、（附-4-54）式计算A'_s和A_s：

$$A'_s=\frac{208000000-10.5\times200\times465^2\times0.528\times(1-0.5\times0.528)}{340\times(465-35)}$$

$$=216\text{mm}^2$$

取2⌀12　$A'_s=226\text{mm}^2$

$$A_s=\frac{10.5\times200\times465\times0.528+340\times226}{340}=1742\text{mm}^2$$

取3⌀28　$A_s=1847\text{mm}^2$

3．计算例题7

梁的截面尺寸为$b\times h=200\times400$mm，混凝土强度等级为$C15$，$f_{cm}=8$N/mm²，Ⅰ级钢筋，$f_y=f'_y=210$N/mm²，已知该梁承受的外弯矩$M=9.24\times10^6$N·m，实配受拉钢筋3ϕ25，$A_s=1473$mm²，受压钢筋2ϕ16，$A'_s=402$mm²，$a_s=a'_s=35$mm，验算此截面是否安全。

解：

（1）受压区高度x：

$$x=\frac{f_yA_s-f'_yA'_s}{f_{cm}b}$$

$$=\frac{210\times1473-210\times402}{8\times200}=140.57\text{mm}>2a'_s=70\text{mm}$$

$$h_0=400-35=365\text{mm}$$

（2）求ξ：

$$\xi=\frac{x}{h_0}=\frac{140.57}{365}=0.385<\xi_b=0.614$$

（3）按（附-4-28）计算承载能力M：

$$M=f_{cm}bx\left(h_0-\frac{x}{2}\right)+f'_yA'_s(h_0-a'_s)$$

$$=8\times200\times140.57\times\left(365-\frac{140.57}{2}\right)+210\times402\times(365-35)$$

$$=94143540\text{N·mm}>92400000\text{N·mm}\text{安全}$$

4．计算例题8

某一钢筋混凝土矩形简支梁，见图附-4-8所示，两端搁置在厚为240mm的砖墙上，净跨为3560mm，截面尺寸为$b\times h=200\times500$mm，承受均布设计荷载$q=88\times10^3$N/m，采用混凝土强度等级为$C20$，$f_c=9.5$N/mm²，$f_{cm}=10.5$N/mm²，箍筋为Ⅰ级钢筋，$f_y=210$N/mm²，纵筋为Ⅱ级钢筋，$f_y=310$N/mm²，求箍筋和弯起钢筋的数量。

解：

（1）支座边缘处设计剪力V：

$$V=\frac{1}{2}ql_0$$

$$=\frac{1}{2}\times 88\times 10^3\times 3.56$$

$$=156.64\times 10^3\text{N}$$

（2）验算截面尺寸：

$$h_0=h_w=465\text{mm}$$

$$\frac{h_w}{b}=\frac{465}{200}=2.325<4\quad \text{属一般梁}$$

按（附-4-35）式计算剪力：

$$V=0.25f_cbh_0$$

$$=0.25\times 9.5\times 200\times 465$$

$$=220.9\times 10^3\text{N}>156.64\times 10^3\text{N}$$

故截面尺寸满足要求

（3）是否需要按计算配置箍筋：

$$0.07f_cbh_0=0.07\times 9.5\times 200\times 465$$

$$=61845\text{N}<156640\text{N}$$

故需要按计算配置箍筋。

（4）当只配置箍筋，不配置弯起钢筋时，按（附-4-38）式计算箍筋：

$$V=0.07f_cbh_0+1.5f_y\frac{nA_{sv1}}{S}h_0$$

$$156640=61845+1.5\times 210\times\frac{nA_{sv1}}{S}\times 465$$

$$\frac{nA_{sv1}}{S}=0.647\text{mm}^2/\text{mm}$$

配用双肢箍筋ϕ8mm，@ = 150mm时：

$$\frac{nA_{sv1}}{S}=\frac{2\times 50.3}{150}=0.671>0.647\text{可以}$$

$$\text{配筋率}\rho_{sv}=\frac{nA_{sv1}}{bs}=\frac{2\times 50.3}{200\times 150}=0.335\%$$

$$\rho_{min}=0.02\frac{f_c}{f_y}$$

$$=0.02\frac{9.5}{210}=0.095\%<0.335\%\quad \text{可以}$$

（5）箍筋和弯起钢筋同时配置时，按（附-4-40）式计算：

首先，按构造要求配置箍筋，选用双肢箍筋：

$$\phi 6\text{mm},\ @=200\text{mm},\ A_{sv1}=28.3\text{mm},\ \text{取}\alpha=45^\circ$$

$$V=0.007f_cbh_0+1.5f_y\frac{nA_{sv1}}{S}h_0+0.8f_yA_{sb}\sin\alpha$$

$$156640=61845+1.5\times 210\times\frac{2\times 28.3}{200}\times 465+0.8\times 310\times\sin 45^\circ\times A_{sb}$$

$$A_{sb}=304\text{mm}^2$$

弯起1Φ22 $A_{sb}=380mm^2$

此外，对受拉边弯起钢筋弯起点处斜截面CJ也应作抗剪强度验算，见图附-4-9所示。

该CJ斜截面内力$V_1=101.2\times10^3N$

承载剪力为：

$$V_{cs}=0.07f_cbh_0+1.5f_y\frac{nA_{sv1}}{S}h_0$$

$$=0.07\times9.5\times200\times465+1.5\times210\times\frac{2\times28.3}{200}\times465$$

$$=103297N>101200N \quad 不必配弯起钢筋$$

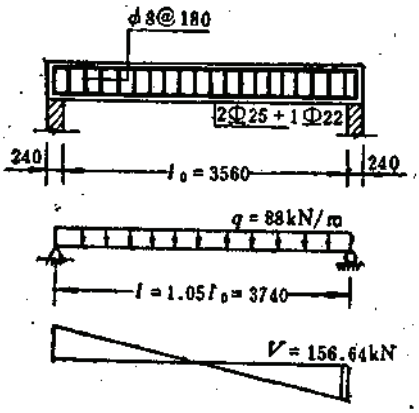
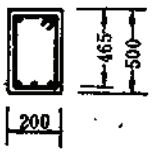


图 附-4-8 配置箍筋计算图



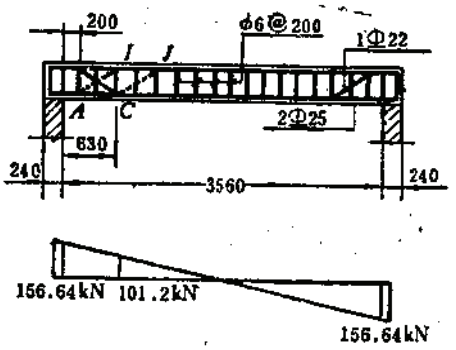


图 附-4-9 配置箍筋和弯起钢筋计算图

5．计算例题9

钢筋混凝土矩形截面简支梁，跨度和设计荷载（均布荷载含梁自重）如图附-4-10所示，截面为$b\times h=200\times600mm$，$h_0=540mm$，混凝土强度等级为$C20$，$f_c=9.5N/mm^2$，箍筋用Ⅰ级钢筋，$f_y=210N/mm^2$，纵筋用Ⅱ级钢筋，$f_y=310N/mm^2$，计算该梁的箍筋。

解：

（1）在设计荷载作用下梁的剪力图如图附-4-10中b所示。

（2）验算截面条件：

$$V=0.25f_cbh_0$$

$$=0.25\times9.5\times200\times540$$

$$=256500N>140000N \quad 满足要求$$

（3）梁中AB段箍筋计算：

$V_{max}=140000N$，$V_{min}=132000N$，由于集中荷载在计算截面所引起的剪力$V=120000N$，已占该截面总剪力的80%以上，须考虑剪跨比影响。

$$剪跨比\lambda=\frac{a}{h_0}=\frac{1000}{540}=1.85>1.4$$

按（附-4-39）计算箍筋：

$$V_{cs}=\frac{0.2\times f_cbh_0}{\lambda+1.5}+1.25f_y\frac{nA_{sv1}}{S}h_0$$

$$140000=\frac{0.2\times9.5\times200\times540}{1.85+1.5}+1.25\times210\times\frac{nA_{sv1}}{S}\times540$$

$$\frac{nA_{sv1}}{S}=0.556\text{mm}^2/\text{mm}$$

配用双肢箍筋ϕ6mm，@ = 100mm，$A_{sv1}=28.3\text{mm}^2$

$$\frac{n\cdot A_{sv1}}{S}=\frac{2\times 28.3}{100}=0.566\text{mm}^2/\text{mm}>0.556\text{mm}^2/\text{mm}\ \text{可以}$$

（4）BC段梁的箍筋计算：

该段$V_{max}=72000$N，集中荷载在计算截面所引起的剪力为60000N，已占该截面总剪力的80%以上，须考虑剪跨比影响。

剪跨比　$\lambda=\frac{a}{h_0}=\frac{2000}{540}=3.7>3$　取$\lambda=3$

$$V_{cs}=\frac{0.2}{\lambda+1.5}f_cbh_0+1.25f_y\frac{nA_{sv1}}{S}h_0$$

$$\frac{nA_{sv1}}{S}=\frac{72000-\frac{0.2\times 9.5\times 200\times 540}{3+1.5}}{1.25\times 210\times 540}$$

$$=0.186\text{mm}^2/\text{mm}$$

配用双肢箍筋ϕ6mm，@ = 250mm，$A_{sv1}=28.3\text{mm}^2$

$$\frac{nA_{sv1}}{S}=\frac{2\times 28.3}{250}=0.2264>0.186\ \text{可以}$$

（5）CD段梁的箍筋计算：

因该段梁剪力很小，按构造配置箍筋即可，选用与BC段梁箍筋相同，双肢箍筋ϕ8mm，@ = 250mm。

（6）由于该梁上荷载对称分布，另半跨相应区段箍筋配置与上述计算相同。

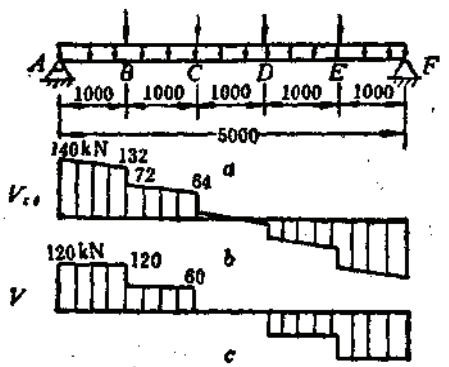


图 附-4-10　梁的剪力图

4.3.4　正常使用极限状态验算

4.3.4.1　裂缝宽度验算

矩形、T形、倒T形和工字形截面的钢筋混凝土受拉、受弯和偏心受压构件，考虑裂缝宽度分布不均匀性和荷载长期效应组合影响的最大裂缝宽度W_{max}，可按下列公式计算，同时，尚应符合表附-4-20规定的允许值。

$$W_{max}=\alpha_{cr}\psi\frac{\sigma_s}{E_s}\left(2.7c+0.1\frac{d}{\rho_{te}}\right)\nu \qquad \text{（附-4-54）}$$

$$\psi = 1.1 - \frac{0.65 f_{tk}}{\rho_{te}\sigma_s} \qquad (附-4-55)$$

式中 α_{cr}——与构件受力特征有关的系数，对轴心受拉构件取$\alpha_{cr}=2.7$，对偏心受拉构件取$\alpha_{cr}=2.4$，对受弯或偏心受压构件取$\alpha_{cr}=2.1$；

ν——与纵向受拉钢筋表面特征有关的系数，对变形钢筋取$\nu=0.7$，对光面钢筋取$\nu=1.0$；

ψ——裂缝间纵向受拉钢筋应变不均匀系数，当ψ小于0.4时，取$\psi=0.4$、当ψ大于1.0时，取$\psi=1.0$，对直接承受重复荷载的构件，取$\psi=1.0$；

d——钢筋直径（mm），当用不同直径的钢筋时，应按$d=4A_s/u$换算；

u——纵向受拉钢筋截面的总周长，mm；

c——最外一排纵向受拉钢筋保护层厚度（mm），当$c<20$时，取$c=20$；

ρ_{te}——按有效受拉混凝土面积计算的纵向钢筋配筋率，$\rho_{te}=A_s/A_{te}$，当$\rho_{te}\leqslant 0.008$时，取$\rho_{te}=0.008$；

A_{te}——有效受拉混凝土面积（mm²），对轴心受拉构件，A_{te}为构件的截面积，对受弯、偏心受拉和偏心受压构件，$A_{te}=0.5bh+(b_f-b)h_f$；

σ_s——在荷载标准值作用下钢筋混凝土构件中的纵向受拉钢筋应力（N/mm²），按下式计算：

轴心受拉时，$\sigma_s=\frac{N_k}{A_s}$，偏心受拉时，$\sigma_s=\frac{N_k}{A_s}\cdot\frac{e_0+y_0-a'_s}{h_0-a'_s}$，受弯时，$\sigma_s=\frac{M_K}{0.87h_0A_s}$，偏心受压时，$\sigma_s=\frac{N_K(e-z)}{A_s z}$，$z=\left[0.87-0.12(1-\gamma'_f)\left(\frac{h_0}{e}\right)^2\right]h_0$；

e_0——标准轴向力N_K的偏心距，mm；

y_0——截面重心至受压区或较小受拉边的距离；

z——纵向受拉钢筋合力点至受压区合力点之间的距离，且$z\leqslant 0.87h_0$；

A_s——受拉区钢筋截面面积，对轴心受拉构件为全部钢筋截面积，对偏心受拉、受弯、偏心受压构件为受拉区钢筋截面面积，mm；

e——标准轴向压力N_K至纵向受拉钢筋截面重心的距离（mm），对偏心受压构件，$e=\eta_K e_0+y_s$，$\eta_K=1+\frac{1}{4000e_0/h_0}\left(\frac{l_0}{h}\right)^2$，当$\frac{l_0}{h}\leqslant 14$时，取$\eta_K=1.0$；

y_s——截面重心至纵向受拉钢筋合力点的距离，mm；

γ'_f——系数，$\gamma'_f=\frac{(b'_f-b)h'_f}{bh_0}$，矩形截面$\gamma'_f=0$；

b'_f——受压区翼缘的宽度，mm；

b——腹板的宽度，mm；

h'_f——受压区翼缘的高度（mm），当$h'_f>0.2h_0$时，取$h'_f=0.2h_0$。

4.3.4.2 变形验算

矩形、T形、倒T形和工字形截面的钢筋混凝土受弯构件，在荷载短期效应组合作用

下的短期刚度B_s按下式计算：

$$B_s=\frac{E_sA_sh_0^2}{1.15\psi+0.2+\dfrac{6\alpha_E\rho}{1+3.5\gamma_f'}} \tag{附-4-56}$$

$$\alpha_E=\frac{E_s}{E_c} \tag{附-4-57}$$

$$\rho=\frac{A_s}{bh_0} \tag{附-4-58}$$

式中　α_E——钢筋弹性模量与混凝土弹性模量的比值；

　　ρ ——纵向受拉钢筋的配筋率；

其余符号同前。

受弯构件在荷载短期效应作用下并考虑荷载长期效应组合影响所计算得出的最大挠度值应符合表附-4-21规定值。

钢筋混凝土构件最大裂缝宽度允许值　　表附-4-20

结构构件工作条件	室内正常环境					露天或室内高湿度环境
	一般构件	屋面梁托梁	中级工作制吊车梁	屋架托架	重级工作制吊车梁	
最大裂缝宽度（mm）	0.3（0.4）	0.3	0.3	0.2	0.2	0.2

注：1. 钢筋混凝土构件采用Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ级钢筋。

　　2. 对处于年平均相对湿度小于60%地区，且可变荷载标准值与恒载标准值之比大于0.5的构件，其裂缝最大宽度允许值可采用括号内数值。

受弯构件的允许挠度　　表附-4-21

项次	构件类型		以计算跨度l_0计算的允许挠度值
1	吊车梁	手动吊车	$l_0/500$
		电动吊车	$l_0/600$
2	屋盖、楼盖及楼梯构件	$l_0<7$m	$l_0/200$（$l_0/250$）
		7m≤l_0≤9m	$l_0/250$（$l_0/300$）
		$l_0>9$m	$l_0/300$（$l_0/400$）

注：1. 表中括号内数值适用于在使用上对挠度有较高要求的构件。

　　2. 悬臂构件的允许挠度值按表中相应数值乘以2取用。

矩形、T形、倒T形和工字形截面的受弯构件，在荷载短期效应组合作用下并考虑荷载长期效应组合影响的长期刚度B_L按下列公式计算：

$$B_L=\frac{M_K}{M_{LK}(\theta-1)+M_K} \tag{附-4-59}$$

式中　M_{LK}——按荷载长期效应组合计算的标准弯矩；

　　θ——考虑荷载长期效应组合影响的刚度降低系数，为钢筋混凝土受弯构件时，当$\rho'=0$时，取$\theta=2.0$，当$\rho'=\rho$时，取$\theta=1.6$，当ρ'为中间数值时，θ按直线内插法取用；

ρ'——纵向受压钢筋的配筋率，$\rho'=\frac{A'_s}{bh_0}$；

其余符号同前。

对翼缘在受拉区的T形截面受弯构件，θ应增加20%。

4.3.4.3 计算例题

1.例10

已知矩形截面中心受拉托架的截面尺寸为$b\times h=200\times160$mm，混凝土强度等级为$C25$，$f_{tK}=1.75\text{N/mm}^2$，$c=25$mm，配置4Φ16Ⅱ级钢筋，$A_s=804\text{mm}^2$，轴向拉力$N_k=145$kN，验算裂缝最大宽度是否满足要求。

解：

查表附-4-20得裂缝最大允许宽度为$[W_{max}]=0.2$mm

$$\sigma_s=\frac{N_k}{A_s}=\frac{145000}{804}=180.3\text{N/mm}^2$$

$$\rho_{te}=\frac{A_s}{bh}=\frac{804}{200\times160}=0.0251$$

按（附-4-55）、（附-4-56）式计算构件裂缝最大宽度：

$$\psi=1.1-\frac{0.65f_{tk}}{\rho_{te}\sigma_s}$$

$$=1.1-\frac{0.65\times1.75}{0.0251\times180.3}=0.849$$

$$\alpha_{cr}=2.7,\ \nu=0.7,\ E_s=2\times10^5\text{N/mm}^2$$

$$W_{max}=\alpha_{cr}\psi\frac{\sigma_s}{E_s}\left(2.7C+0.1\frac{d}{\rho_{te}}\right)\nu$$

$$=2.7\times0.849\frac{180.3}{2\times105}\times\left(2.7\times25+0.1\frac{16}{0.0251}\right)\times0.7$$

$$=0.190\text{mm}<[W_{max}]=0.2\text{mm}\quad\text{符合要求}$$

2. 例11

已知矩形截面偏心受压柱的截面尺寸为$b\times h=400\times600$mm，受压和受拉钢筋均为4Φ20mm，$A_s=A'_s=1256\text{mm}^2$，钢筋保护层厚$C=25$mm，混凝土强度等级为$C20$，$f_{tk}=1.5\text{N/mm}^2$，承受轴向力$N_K=400$kN，弯矩$M_k=200$kN·m，柱计算长度$l_0=4$m，最大裂缝允许宽度$[W_{max}]=0.3$mm，验算裂缝宽度是否满足要求。

解：

$$\frac{l_0}{h}=\frac{4000}{600}=6.67<14\quad\text{故取}\eta_h=1$$

$$a_s=\frac{d}{2}+C=\frac{20}{2}+25=35\text{mm}$$

$$h_0=h-a_s=600-35=565\text{mm}$$

$$e_0=\frac{M_k}{N_k}=\frac{200000}{400000}=0.5\text{m}=500\text{mm}$$

$$e=\eta e_0+\frac{h}{2}-a_s$$

$$=1\times500+\frac{600}{2}-35$$

$$=765\text{mm}$$

$$Z=\left[0.87-0.12\left(\frac{h_0}{e}\right)^2\right]h_0$$

$$=\left[0.87-0.12\left(\frac{565}{765}\right)^2\right]\times565$$

$$=455\text{mm}$$

$$\sigma_s=\frac{N_k(e-Z)}{A_sZ}$$

$$=\frac{400000\times(765-455)}{1256\times455}=217\text{N/mm}^2$$

$$\rho_{te}=\frac{A_s}{0.5bh}=\frac{1256}{0.5\times400\times600}=0.0105$$

$$\psi=1.1-\frac{0.65f_{tk}}{\rho_{te}\sigma_s}$$

$$=1.1-\frac{0.65\times1.5}{0.0105\times217}=0.672$$

$$\alpha_{cr}=2.1,\ E_s=2\times10^5\text{N/mm}^2,\ \nu=0.7$$

$$W_{max}=\alpha_{cr}\cdot\psi\cdot\frac{\sigma_s}{E_s}\cdot\left(2.7C+0.1\frac{d}{\rho_{te}}\right)\nu$$

$$=2.1\times0.672\frac{217}{2\times10^5}\times\left(2.7\times25+0.1\times\frac{20}{0.0105}\right)\times0.7$$

$$=0.277\text{mm}<[W_{max}]=0.3\text{mm}\quad\text{符合要求}$$

附录5 砌体结构构件计算

5.1 砌体的计算指标

块体和砂浆的标号，应按下列规定采用：

（1）烧结普通砖、非烧结硅酸盐砖和承重粘土空心砖的标号：$MU30$、$MU25$、$MU20$、$MU15$、$MU10$、$MU7.5$。

（2）砌块标号：$MU15$、$MU10$、$MU7.5$、$MU5$和$MU3.5$。

（3）石材标号：$MU100$、$MU80$、$MU60$、$MU50$、$MU40$、$MU30$、$MU20$、$MU15$和$MU10$。

（4）砂浆标号：$M15$、$M10$、$M7.5$、$M5$、$M2.5$、$M1$和$M0.4$。

石材的分类：

（1）细料石：通过细加工，外形规则，叠砌面凹入深度不大于10mm，截面的宽度、高度不小于200mm，且不小于长度的1/4。

（2）半细料石：规格尺寸同细料石，但叠砌面凹入深度不大于15mm。

（3）粗料石：规格尺寸同细料石，但叠砌面凹入深度不大于20mm。

（4）毛料石（即块石）：外形大致方正，一般不加工或稍加修整，高不小于200mm，叠砌面凹入深度不大于25mm。

（5）毛石：形状不规则，中部厚度不小于200mm。

石材的强度等级，可用边长为70mm的立方体的抗压强度表示。抗压强度取3个试件破坏强度的平均值。

砌体的计算指标见表附-5-1～表附-5-12。

砖砌体抗压强度设计值f(MPa)　　表附-5-1

砖强度等级	砂浆标号							砂浆强度0
	$M15$	$M10$	$M7.5$	$M5$	$M2.5$	$M1$	$M0.4$	
$M300$	4.16	3.45	3.10	2.74	2.39	2.17	1.58	1.22
$M250$	3.80	3.15	2.83	2.50	2.18	1.99	1.45	1.11
$M200$	3.40	2.82	2.53	2.24	1.95	1.77	1.29	1.00
$M150$	2.94	2.44	2.19	1.94	1.69	1.54	1.12	0.86
$M100$	2.40	1.99	1.79	1.58	1.38	1.26	0.91	0.70
$M75$		1.73	1.55	1.37	1.19	1.09	0.79	0.61

沿砌体截面破坏时的烧结普通砖砌体的轴心抗拉强度设计值和弯曲抗拉强度设计值(MPa)　　表附-5-2

强度类别	块体标号					
	MU30	MU25	MU20	MU15	MU10	MU7.5
轴心抗拉	0.29	0.28	0.26	0.23	0.20	0.18
弯曲抗拉	0.44	0.42	0.38	0.35	0.31	0.28

毛料石砌体的抗压强度设计值（MPa）　　表附-5-3

石材强度等级	砂浆标号				砂浆强度
	M7.5	M5	M2.5	M1	0
MU100	5.78	5.12	4.46	4.06	2.28
MU80	5.17	4.58	3.98	3.63	2.04
MU60	4.48	3.96	3.45	3.14	1.76
MU50	4.09	3.62	3.15	2.87	1.61
MU40	3.66	3.24	2.82	2.57	1.44
MU30	3.17	2.80	2.44	2.22	1.25
MU20	3.59	2.29	1.99	1.81	1.02
MU15	2.24	1.98	1.72	1.57	0.88
MU10	1.83	1.62	1.41	1.28	0.72

注：对下列各类料石砌体，应按表中数值分别乘以系数：细料石砌体—1.5；半细料石砌体—1.3；粗料石砌体—1.2；周边密缝砌体—0.8。

毛石砌体的抗压强度设计值(MPa)　　表附-5-4

石材强度等级	砂浆强度等级					砂浆强度
	M7.5	M5	M2.5	M1	M0.4	0
MU100	1.35	1.20	1.04	0.61	0.45	0.36
MU80	1.21	1.07	0.93	0.54	0.40	0.32
MU60	1.05	0.93	0.81	0.47	0.35	0.28
MU50	0.96	0.85	0.74	0.43	0.32	0.25
MU40	0.86	0.76	0.66	0.38	0.29	0.22
MU30	0.74	0.66	0.57	0.33	0.25	0.19
MU20	0.60	0.54	0.47	0.27	0.20	0.16
MU15	0.52	0.46	0.40	0.24	0.18	0.14
MU10	0.43	0.38	0.33	0.19	0.14	0.11

砖砌体抗压强度标准（MPa） 表附-5-5

砖强度等级	砂浆强度等级							砂浆强度
	M15	M10	M7.5	M5	M2.5	M1	M0.4	0
MU30	6.25	5.18	4.65	4.11	3.58	3.26	2.38	1.83
MU250	5.70	4.73	4.24	3.76	3.27	2.98	2.17	1.67
MU200	5.10	4.23	3.79	3.36	2.91	2.69	1.94	1.49
MU150	4.42	3.66	3.29	2.91	2.53	2.31	1.68	1.29
MU100	3.61	2.99	2.68	2.38	2.07	1.88	1.37	1.06
MU75		2.59	2.32	2.06	1.79	1.63	1.19	0.91

毛料石砌体的抗压强度标准值（MPa） 表附-5-6

料石强度等级	砂浆强度等级				砂浆强度
	M7.5	M5	M2.5	M1	0
MU100	8.67	7.68	6.68	6.09	3.41
MU80	7.72	6.87	5.98	5.44	3.05
MU60	6.72	5.95	5.18	4.71	2.64
MU50	6.13	5.43	4.72	4.30	2.41
MU40	5.49	4.86	4.23	3.85	2.16
MU30	4.75	4.20	3.66	3.33	1.87
MU20	3.88	3.43	2.99	2.72	1.53

毛石砌体的抗压强度标准值（MPa） 表附-5-7

毛石强度等级	砂浆强度等级					砂浆强度
	≥M7.5	M5	M2.5	M1	M0.4	0
MU1000	2.03	1.80	1.56	0.91	0.68	0.53
MU800	1.82	1.61	1.40	0.82	0.61	0.48
MU600	1.57	1.39	1.21	0.71	0.53	0.41
MU500	1.44	1.27	1.11	0.64	0.48	0.38
MU400	1.28	1.14	0.99	0.58	0.43	0.34
MU300	1.11	0.98	0.86	0.50	0.37	0.29
MU200	0.91	0.80	0.70	0.41	0.30	0.24
MU150	0.79	0.70	0.61	0.35	0.26	0.21
MU100	0.64	0.57	0.49	0.29	0.21	0.17

沿砌体灰缝截面破坏时的f_t、f_{tm}和f_v值(MPa)　　表附-5-8

强度类别	破坏特征	块体种类	砂浆强度等级					
			M10	M7.5	M5	M2.5	M1	M0.4
轴心抗拉 f_t	沿齿缝	粘土砖、空心砖	0.20	0.17	0.14	0.10	0.06	0.04
		混凝土小块(空心)	0.10	0.08	0.07	0.05		
		毛　　石	0.09	0.08	0.06	0.04	0.03	0.02
弯曲抗拉 f_{tm}	沿齿缝	粘土砖、空心砖	0.35	0.31	0.25	0.18	0.11	0.07
		混凝土小块(空心)	0.12	0.10	0.08	0.06		
		混凝土中块(空心)	0.09	0.08	0.06	0.04		
		粉煤灰中块(实心)	0.06	0.05	0.04	0.03		
		毛　　石	0.14	0.12	0.10	0.08	0.04	0.03
	沿通缝	粘土砖、空心砖	0.18	0.15	0.12	0.09	0.06	0.04
		混凝土小块(空心)	0.08	0.07	0.06	0.04		
		混凝土中块(空心)	0.06	0.05	0.04	0.03		
		粉煤灰中块(实心)	0.04	0.03	0.03	0.02		
抗剪 f_v		粘土砖、空心砖	0.18	0.15	0.12	0.09	0.06	0.04
		混凝土小块(空心)	0.10	0.08	0.07	0.05		
		混凝土中块(空心)	0.08	0.06	0.05	0.04		
		粉煤灰中块(实心)	0.05	0.04	0.03	0.02		
		毛　　石	0.22	0.20	0.16	0.11	0.07	0.04

注：硅酸盐砖砌体的 f_t、f_{tm} 和 f_v 值应根据实验确定。

砌体的弹性模量 (MPa)　　表附-5-9

序号	砌体种类	砂浆强度等级					
		M10	M7.5	M5	M2.5	M1	M0.4
1	粘土砖、空心砖、空斗砌体	1500 f	1500 f	1500 f	1300 f	1100 f	700 f
2	硅酸盐砖	1000 f	1000 f	1000 f	900 f	700 f	500 f
3	混凝土小型空心砌块	1600 f	1500 f	1400 f	1200 f		
4	混凝土中型实心砌块	2300 f	2100 f	1900 f	1700 f		
5	粉煤灰中中型实心砌块	1100 f	1000 f	950 f	850 f		
6	毛、粗料石、毛石	7300	5650	4000	2250	1250	850
7	细料石 半细料石	22000	17000	12000	6750	3750	2550

受压构件的计算高度 H_0 表附-5-10

房屋类别			柱		带壁柱墙或周边拉结的墙		
			排架方向	垂直排架方向	$s>2H$	$2H>s>H$	$s\leqslant H$
有吊车的单层房屋	变截面柱上段	弹性方案	$2.5H_u$	$1.25H_u$	$2.5H_u$		
		刚、弹性方案	$2.0H_u$	$1.25H_u$	$2.0H_u$		
	变截面柱下段		$1.0H_l$	$0.8H_l$	$1.0H_l$		
无吊车的单层和多层房屋	单跨	弹性方案	$1.5H$	$1.0H$	$1.5H$		
		刚、弹性方案	$1.2H$	$1.0H$	$1.2H$		
	两跨或多跨	弹性方案	$1.25H$	$1.0H$	$1.25H$		
		刚、弹方案	$1.10H$	$1.0H$	$1.1H$		
		刚性方案	$1.00H$	$1.0H$	$1.0H$	$0.4s+0.2H$	$0.6H$

注：s 为相邻横墙间的距离，H_u为变截面柱的上段高度，H_l为变截面柱下段的高度，H为构件的高度。在房屋中即数板或其它水平支点间的距离。

轴向力影响系数 φ（砂浆强度等级≥M5） 表附-5-11

β	$\frac{e}{h}$ 或 $\frac{e}{h_T}$					
	0	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5
≤3	1	0.89	0.68	0.48	0.34	0.25
4	0.98	0.80	0.58	0.40	0.28	0.20
6	0.95	0.76	0.54	0.37	0.25	0.17
8	0.91	0.71	0.50	0.34	0.23	0.16
10	0.87	0.66	0.46	0.31	0.21	0.14
12	0.82	0.62	0.43	0.28	0.19	0.13
14	0.77	0.58	0.40	0.26	0.17	0.12
16	0.72	0.54	0.37	0.24	0.16	0.10
18	0.67	0.50	0.34	0.22	0.15	0.10
20	0.62	0.46	0.32	0.21	0.13	0.09
22	0.58	0.43	0.30	0.19	0.12	0.08
24	0.54	0.40	0.28	0.18	0.12	0.08
26	0.50	0.37	0.26	0.17	0.11	0.07
28	0.46	0.35	0.24	0.16	0.10	0.06
30	0.42	0.32	0.22	0.15	0.09	0.06

轴向力影响系数 φ（砂浆强度等级M2.5）　　表附-5-12

β	$\frac{e}{h}$ 或 $\frac{e}{h_T}$					
	0	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5
≤3	1	0.89	0.68	0.48	0.34	0.25
4	0.97	0.79	0.57	0.39	0.27	0.19
6	0.93	0.74	0.52	0.35	0.24	0.16
8	0.89	0.68	0.48	0.32	0.21	0.15
10	0.83	0.63	0.43	0.29	0.19	0.13
12	0.78	0.58	0.40	0.26	0.17	0.12
14	0.72	0.53	0.36	0.24	0.16	0.10
16	0.66	0.49	0.34	0.22	0.14	0.09
18	0.61	0.45	0.31	0.20	0.13	0.08
20	0.56	0.42	0.28	0.18	0.12	0.08
22	0.51	0.38	0.26	0.17	0.11	0.07
24	0.46	0.35	0.24	0.16	0.10	0.06
26	0.42	0.32	0.22	0.15	0.09	0.06
28	0.39	0.30	0.21	0.14	0.09	0.06
30	0.36	0.28	0.19	0.13	0.08	0.05

5.2 受 压 构 件

5.2.1 轴心和偏心受压构件

构件有关参数计算如下：

$$N \leqslant \gamma_a \varphi A f \tag{附-5-1}$$

式中　N——由承载力产生的轴向力，kN；

γ_a——结构构件抗力的调整系数，在井巷结构计算中可取$\gamma_a=1$；

φ——高厚比和轴向力的计算偏心距对受压构件的强度影响系数，按表附-5-11或表附-5-12取用；

A——构件毛截面积，m^2；

f——砌体设计抗压强度，kPa；

对矩形截面构件，当轴向力偏心方向的截面边长大于另一方向的边长时，除按偏心受压计算外，还应对较小边长方向按轴心受压进行验算。

轴向力的计算偏心距 e 按下式计算：

$$e = e_k + e_a \tag{附-5-2}$$

$$e_a = \frac{H}{300}$$

式中　e_k——标准荷载产生的偏心距，m；

e_a——附加的偶然偏心距，不大于0.02m；

H——构件高度，m。

矩形截面的计算高厚比：

$$\beta=\frac{H_0}{h} \tag{附-5-3}$$

$$h=3.5i$$

式中 H_0——受压构件的计算高度，m；

h——矩形截面的折算厚度，m；

i——截面回转半径，m。

轴向力的偏心距 e 不宜超过$0.7y$（y为截面重心到轴向力所在偏心方向截面边缘的距离）。

当$0.7y<e\leqslant0.95y$时，除按（附-5-1）式计算外，尚应按下式进行正常使用极限状态验算：

$$N_k\leqslant\gamma_a\frac{1.5Af_{tm}^k}{\frac{Ae}{W}-1} \tag{附-5-4}$$

当$e>0.95y$时，按下式计算：

$$N\leqslant\gamma_a\frac{Af_{tb}}{\frac{Ae}{W}-1} \tag{附-5-5}$$

式中 N_k——由标准荷载产生的轴向力，kN；

N——由设计荷载产生的轴向力，kN；

f_{tm}^k——砌体沿通缝截面的弯曲抗拉强度标准值，取 $f_{tm}^k=1.5f_{tm}$，f_{tm} 为砌体沿通缝截面的弯曲抗拉设计强度，按表附-5-2和表附-5-5 取用 MPa。

5.2.2 局 部 承 压

砌体截面中受局部均匀压力时砌体的承载力按下式计算：

$$N_l=\gamma A_l f \tag{附-5-6}$$

$$\gamma=1+0.35\sqrt{\frac{A_0}{A_l}-1} \tag{附-5-7}$$

式中 N_l——局部受压面积上由设计荷载产生的轴向力，kN；

A_0——影响局部抗压强度的计算面积，mm^2；

A_l——局部受压面积，mm^2；

γ——局部抗压强度提高系数；

f——砌体抗压强度设计值，kN/mm^2。

A_0按下列各式计算，且γ不应超过下列数值。

图附-5-1a：$A_0=(a+d+h)h$，$\gamma\leqslant2.5$；

图附-5-1b：$A_0=(a+b)h$，$\gamma\leqslant1.25$；

图附-5-1c：$A_0=(2h+b)h$，$\gamma\leqslant2.0$；

图附-5-1d：$A_0=(a+h)h+(b+h_1-h)h_1$，$\gamma\leqslant1.5$。

图附-5-1中，c、d为矩形局部受压面积A_l的外边缘至构件边缘的较小距离，当 c 或 d 大于h时，取为h，图中h、h_1为墙厚。

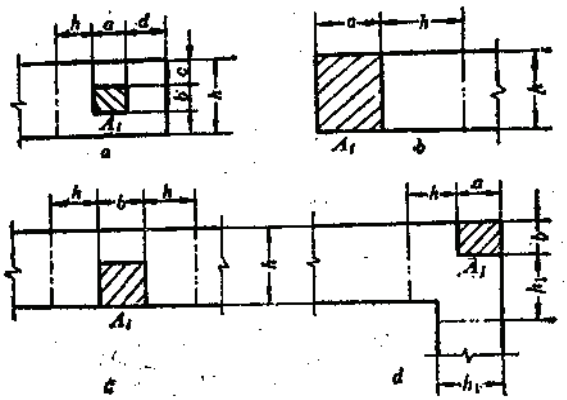


图 附-5-1　确定计算面积A_0的示意图

梁端支承处砌体局部受压时砌体承载力应按下式计算：

$$\xi N_u + N_l \leqslant \eta\gamma A_l f \tag{附-5-8}$$

$$\xi = 1.5 - 0.5\frac{A_0}{A_l} \tag{附-5-9}$$

当 $\frac{A_0}{A_l} \geqslant 3$时，取$\xi = 0$

式中　η——梁端底面压力图形完整系数，一般取$\eta = 0.7$，对于过梁和墙梁可取1.0；

A_l——局部受压面积（mm²），$A_l = a_l b$，b为梁宽，a_l为梁端有效支承长度，以mm计；

N_u——局部受压面积上由上部设计荷载产生的轴向力（kN），$N_u = \sigma_u A_l$，σ_u为上部设计荷载产生的均匀压应力。

当梁直接支承在砌体上时，梁端有效支承长度按下式计算：

$$a_l = 38\sqrt{\frac{N_l}{bf\mathrm{tg}\theta}} \tag{附-5-10}$$

式中　a_l——梁端有效支承长度，以mm计，当$a_l > a$时，取$a_l = a$；

N_l——梁端荷载设计值产生的支承压力，kN；

b——梁的截面宽度，mm；

$\mathrm{tg}\theta$——梁变形时，梁端轴线倾角的正切。

对于跨度小于6m的钢筋混凝土梁，梁端有效支承长度a_l可用下式计算：

$$a_l = 10\sqrt{\frac{h_c}{f}} \tag{附-5-11}$$

式中　h_c——梁的截面高度，mm；

f——砌体的抗压强度设计值，kN/mm²。

在梁端下设有预制刚性垫块时，垫块下砌体的局部受压承载力应按下式计算：

$$N_u + N_l \leqslant \varphi\gamma' A_b f \tag{附-5-12}$$

$$A_b = a_b b_b$$

式中 A_b——垫块面积，mm^2；

a_b、b_b——分别为垫块伸入墙内的长度和宽度（mm），同时自梁边算起的垫块挑出长度不大于垫高度t_b，t_b一般不宜小于180mm；

N_u——垫块面积A_b上由上部设计荷载产生的轴向力，$N_u=\sigma_u A_b$，kN；

φ——垫块上轴向力N_u及N_l的影响系数，当$\beta\leqslant3$时采用，按表附-5-11和表附-5-12取用；

γ'——垫块外砌体面积有利影响系数，$\gamma'=0.8\gamma$。

5.3 受 弯 构 件

受弯构件的弯矩及剪应力按下式计算：

$$M\leqslant\gamma_a W f_{tb} \tag{附-5-13}$$

式中 M——由设计荷载产生的弯矩，kN·m；

W——截面抵抗矩，m^3；

f_{tb}——砌体的弯曲抗拉设计强度，kPa；

其余符号同前。

构件受弯时的抗剪按下式计算：

$$V\leqslant\gamma_a b f_v Z \tag{附-5-14}$$

$$Z=\frac{I}{S}$$

式中 V——设计荷载产生的剪力，kN；

b——构件截面宽度，m；

Z——内力臂，m；

I——截面惯性矩，m^4；

S——截面面积矩，m^3；

γ_a——结构构件抗力的调整系数；

f_v——砌体的抗剪设计强度，kPa。

5.4 受 剪 构 件

构件沿通缝、齿缝受剪时的承载力计算式：

$$V\leqslant\gamma_a(f_v+0.18\sigma_u)A \tag{附-5-15}$$

式中 σ_u——恒载标准值产生的平均压力，kPa；

A——受剪截面积，m^2；

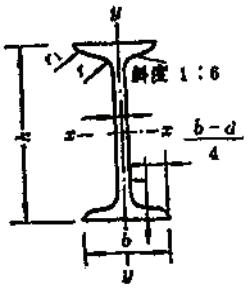
其余符号同前。

上式括号中$f_v+0.18\sigma_u$尚不应大于$f-0.47\sigma_u$，此时σ_u为上部设计荷载产生的压应力，f为砌体抗压强度设计值。

附录6　井巷工程设计常用表及常用材料性能规格表

各种常用钢材的规格性能见表附-6-1～表附-6-23；各种螺栓、垫片、螺母等的规格、性能见表附-6-24～表附-6-36；常用材料容重见表附-6-37；原料材积表见表附-6-38；各种建筑用砖、石、水泥及水泥外加剂的规格、品种、质量要求等见表附-6-39～表附-6-53；混凝土配合比见表附-6-54及表附-6-55。

热轧普通工字钢（GB706—65）　　**表附-6-1**



h—高度　　r_1—腿端圆弧半径

b—腿宽　　I—惯性矩

d—腰厚　　W—截面系数

t—平均腿厚　　i—惯性半径

r—内圆弧半径　　S—半截面的静力矩

型号	尺寸 h (mm)	b	d	t	r	r_1	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	参考数值 X-X I_x (cm⁴)	W_x (cm³)	i_x (cm)	$I_x:S_x$	Y-Y I_y (cm⁴)	W_y (cm³)	i_y (cm)
10	100	68	4.5	7.6	6.5	3.3	14.3	11.2	245	49	4.14	8.59	33	9.72	1.52
12	120	74	5	8.4	7	3.5	17.8	14.0	436	72.7	4.95	10.3	46.9	12.7	1.62
12.6	126	74	5	8.4	7	3.5	18.1	14.2	488.43	77.529	5.195	10.85	46.906	12.677	1.609
14	140	80	5.5	9.1	7.5	3.8	21.5	16.9	712	102	5.76	12	64.4	16.1	1.73
16	160	88	6	9.9	8	4	26.1	20.5	1130	141	6.58	13.8	93.1	21.2	1.89
18	180	94	6.5	10.7	8.5	4.3	30.6	24.1	1660	185	7.36	15.4	122	26	2
20a	200	100	7	11.4	9	4.5	35.5	27.9	2370	237	8.15	17.2	158	31.5	2.12
20b	200	102	9	11.4	9	4.5	39.5	31.1	2500	250	7.96	16.9	169	33.1	2.06
22a	220	110	7.5	12.3	9.5	4.8	42	33	3400	309	8.99	18.9	225	40.9	2.31
22b	220	112	9.5	12.3	9.5	4.8	46.4	36.4	3570	325	8.78	18.7	239	42.7	2.27
24a	240	116	8	13	10	5	47.7	37.4	4570	381	9.77	20.7	280	48.4	2.42
24b	240	118	10	13	10	5	52.6	41.2	4800	400	9.57	20.4	297	50.4	2.38

续表

型号	尺寸 h (mm)	b	d	t	r	r_1	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	参考数值 X—X I_x (cm⁴)	W_x (cm³)	i_x (cm)	$I_x:S_x$	Y—Y I_y (cm⁴)	W_y (cm³)	i_y (cm)
25a	250	116	8	13	10	5	48.5	38.1	5023.54	401.88	10.18	21.58	280.046	48.283	2.403
25b	250	118	10	13	10	5	53.5	42	5283.96	422.72	9.938	21.27	309.297	52.423	2.404
27a	270	122	8.5	13.7	10.5	5.3	54.6	42.8	6550	485	10.9	23.8	345	56.6	2.51
27b	270	124	10.5	13.7	10.5	5.3	60.0	47.1	6870	509	10.7	22.9	366	58.9	2.47
28a	280	122	8.5	13.7	10.5	5.3	55.45	43.4	7114.14	508.15	11.32	24.62	345.051	56.565	2.495
28b	280	124	10.5	13.7	10.5	5.3	61.05	47.9	7480	534.29	11.08	24.24	379.496	61.209	2.493
30a	300	126	9	14.4	11	5.5	61.2	48	8950	597	12.1	25.7	400	63.5	2.55
30b	300	128	11	14.4	11	5.5	67.2	52.7	9400	627	11.8	25.4	422	65.9	2.50
30c	300	130	13	14.4	11	5.5	73.4	57.4	9850	657	11.6	25.0	445	68.5	2.46
32a	320	130	9.5	15	11.5	5.8	67.05	52.7	11075.5	692.2	12.84	27.46	459.93	70.758	2.619
32b	320	132	11.5	15	11.5	5.8	73.45	57.7	11621.4	726.33	12.58	27.09	501.53	75.989	2.614
32c	320	134	13.5	15	11.5	5.8	79.95	62.8	12167.5	760.47	12.34	26.77	543.81	81.166	2.608
36a	360	136	10	15.8	12	6	76.3	59.9	15760	875	14.4	30.7	552	81.2	2.69
36b	360	138	12	15.8	12	6	83.5	65.6	16530	919	14.1	30.3	582	84.3	2.64
36c	360	140	14	15.8	12	6	90.7	71.2	17310	962	13.8	29.9	612	87.4	2.6
40a	400	142	10.5	16.5	12.5	6.3	86.1	67.6	21720	1090	15.9	34.1	660	93.2	2.77
40b	400	144	12.5	16.5	12.5	6.3	94.1	73.8	22780	1140	15.6	33.6	692	96.2	2.71
40c	400	146	14.5	16.5	12.5	6.3	102	80.1	23850	1190	15.2	33.2	727	99.6	2.65
45a	450	150	11.5	18	13.5	6.8	102	80.4	32240	1430	17.7	38.6	855	114	2.89
45b	450	152	13.5	18	13.5	6.8	111	87.4	33760	1500	17.4	38	894	118	2.84
45c	450	154	15.5	18	13.5	6.8	120	94.5	35028	1570	17.1	37.6	938	122	2.79
50a	500	158	12	20	14	7	119	93.6	46470	1860	19.7	42.8	1120	142	3.07
50b	500	160	14	20	14	7	129	101	48560	1940	19.4	42.4	1170	146	3.01
50c	500	162	16	20	14	7	139	109	50640	2080	19	41.8	1220	151	2.96
55a	550	166	12.5	21.0	14.5	7.3	134	105	62870	2290	21.6	46.9	1370	164	3.19
55b	550	168	14.5	21.0	14.5	7.3	145	114	65640	2390	21.2	46.4	1420	170	3.14
55c	550	170	16.5	21.0	14.5	7.3	156	123	68410	2490	21.9	45.8	1480	175	3.08
56a	560	166	12.5	21	14.5	7.5	135.25	106.2	65585.6	2342.31	22.02	47.73	1370.16	165.08	3.132
56b	560	168	14.5	21	14.5	7.3	146.45	115	68512.5	2446.69	21.63	47.17	1486.75	174.25	3.162
56c	560	170	16.5	21	14.5	7.3	157.85	123.9	71439.4	2551.41	21.27	46.66	1558.39	183.34	3.158
63a	630	176	13	22	15	7.5	154.9	121.6	93916.2	2981.47	24.62	54.17	1700.55	193.24	3.314
63b	630	178	15	22	15	7.5	167.5	131.5	98083.6	3163.98	24.2	53.51	1812.07	203.6	3.289
63c	630	180	17	22	15	7.5	180.1	141	102251.1	3298.42	23.82	52.92	1924.91	213.88	3.268

注：1. 12.6号、22b号、28号、32号以及40号以上的根据1974年产品目录不生产。12号、24号、27号、30号、55号工字钢系保留品种，不推荐使用。

2. 工字钢长度：型号 10～18号 20～36号

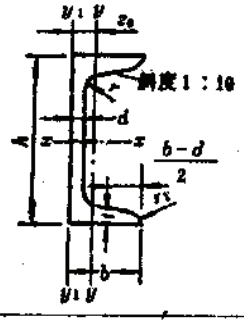
长度 5～19米 6～19米。

3. 目前生产常用材料：A3、A3F、A5、16Mn。

4. 通常长度：10～18号工字钢为5～19m；20～63号为6～19m。

热 轧 普 通 槽 钢 (GB707—65)

表附-6-2



h—高度　　r_1—腿端圆弧半径

b—腿宽　　I—惯性矩

d—腰厚　　W—截面系数

t—平均腿厚　　i—惯性半径

r—内圆弧半径　　Z_0—Y—Y与Y_1—Y_1轴线间距离

型号	尺寸 h (mm)	b	d	t	r	r_1	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	参考数值 X—X W_x (cm³)	I_x (cm⁴)	i_x (cm)	Y—Y W_y (cm³)	I_y (cm⁴)	i_y (cm)	Y_1—Y_1 I_{y_1} (cm⁴)	Z_0 (cm)
5	50	37	4.5	7	7	3.5	6.93	5.44	10.4	26	1.94	3.55	8.3	1.1	20.9	1.35
6.3	63	40	4.8	7.5	7.5	3.75	8.444	6.63	16.123	50.786	2.453	4.50	11.872	1.185	28.38	1.36
6.5	65	40	4.8	7.5	7.5	3.75	8.54	6.70	17.0	55.2	2.54	4.59	12.0	1.19	28.3	1.38
8	80	43	5	8	8	4	10.24	8.04	25.3	101.3	3.15	5.79	16.6	1.27	37.4	1.43
10	100	48	5.3	8.5	8.5	4.25	12.74	10.00	39.7	198.3	3.95	7.8	25.6	1.41	54.9	1.52
12	120	53	5.5	9.0	9.0	4.5	15.36	12.06	57.7	346.3	4.75	10.17	37.4	1.56	77.7	1.62
12.6	126	53	5.5	9.0	9.0	4.5	15.69	12.37	62.137	391.466	4.953	10.242	37.99	1.567	77.09	1.59
14a	140	58	6	9.5	9.5	4.75	18.51	14.53	80.5	563.7	5.52	13.01	53.2	1.7	107.1	1.71
14b	140	60	8	9.5	9.5	4.75	21.31	16.73	87.1	609.4	5.35	14.12	61.1	1.69	120.6	1.67

续表

型号	尺寸 h (mm)	尺寸 b (mm)	尺寸 d (mm)	尺寸 t (mm)	尺寸 r (mm)	尺寸 r_1 (mm)	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	参考数值 X—X W_x (cm³)	X—X I_x (cm⁴)	X—X i_x (cm)	Y—Y W_y (cm³)	Y—Y I_y (cm⁴)	Y—Y i_y (cm)	Y_1—Y_1 I_{y1} (cm⁴)	Z_0 (cm)
16a	160	63	6.5	10	10	5	21.95	17.23	108.3	866.2	6.28	16.3	73.3	1.83	144.1	1.8
16	160	65	8.5	10	10	5	25.15	19.74	116.8	934.5	6.1	17.55	83.4	1.82	160.8	1.75
18a	180	68	7	10.5	10.5	5.25	25.69	20.17	141.4	1272.7	7.04	20.03	98.6	1.96	189.7	1.88
18	180	70	9	10.5	10.5	5.25	29.29	22.99	152.2	1369.9	6.84	21.52	111	1.95	210.1	1.84
20a	200	73	7	11	11	5.5	28.83	22.63	178	1780.4	7.86	24.2	128	2.11	244	2.01
20	200	75	9	11	11	5.5	32.83	25.77	191.4	1913.7	7.64	25.88	143.6	2.09	268.4	1.95
22a	220	77	7	11.5	11.5	5.75	31.84	24.99	217.6	2393.9	8.67	28.17	157.8	2.23	298.2	2.1
22	220	79	9	11.5	11.5	5.75	36.24	28.45	233.8	2571.4	8.42	30.05	176.4	2.21	326.3	2.03
a	240	78	7	12	12	6	34.21	26.55	254.3	3052.2	9.45	30.47	173.8	2.25	324.6	2.1
24b	240	80	9	12	12	6	39.00	30.62	273.5	3282.6	9.17	32.51	194.1	2.23	354.8	2.03
c	240	82	11	12	12	6	43.81	34.39	292.7	3513.0	8.96	34.42	213.4	2.21	388.1	2.0
a	250	78	7	12	12	6	34.91	27.47	269.597	3369.62	9.823	30.607	175.529	2.243	322.256	2.065
25b	250	80	9	12	12	6	39.91	31.39	282.402	3530.04	9.405	32.657	196.421	2.218	353.187	1.982
c	250	82	11	12	12	6	44.91	35.32	295.236	3690.45	9.065	35.926	218.415	2.206	384.133	1.921
a	270	82	7.5	12.5	12.5	6.25	39.27	30.83	323.1	4362.0	10.54	35.52	215.6	2.34	393.1	2.13
27b	270	84	9.5	12.5	12.5	6.25	44.67	35.07	347.4	4690.1	10.25	37.72	239.2	2.31	428.2	2.06
c	270	86	11.5	12.5	12.5	6.25	50.07	39.30	371.7	5018.1	10.10	39.79	264.4	2.28	466.8	2.03

续表

型号	尺寸 h (mm)	b	d	t	r	r_1	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	参考数值 $X-X$ W_x (cm³)	I_x (cm⁴)	i_x (cm)	$Y-Y$ W_y (cm³)	I_y (cm⁴)	i_y (cm)	Y_1-Y_1 I_{y1} (cm⁴)	Z_0 (cm)
a	280	82	7.5	12.5	12.5	6.25	40.02	31.42	340.328	4764.59	10.91	35.718	217.989	2.333	387.566	2.097
28b	280	84	9.5	12.5	12.5	6.25	45.62	35.81	366.46	5130.45	10.6	37.929	242.144	2.304	427.589	2.016
c	280	86	11.5	12.5	12.5	6.25	51.22	40.21	392.594	5496.32	10.35	40.301	267.602	2.286	426.597	1.951
a	300	85	7.5	13.5	13.5	6.75	43.89	34.45	403.2	6047.9	11.72	41.10	259.5	2.43	468.5	2.17
30b	300	87	9.5	13.5	13.5	6.75	49.59	39.16	433.2	6497.9	11.41	44.03	289.2	2.41	515.2	2.13
c	300	89	11.5	13.5	13.5	6.75	55.89	43.81	463.2	6947.9	11.15	46.38	315.8	2.38	559.7	2.09
a	320	88	8	14	14	7	48.7	38.22	474.879	7598.06	12.49	46.473	304.787	2.502	552.31	2.242
32b	320	90	10	14	14	7	55.1	43.25	509.012	8144.2	12.15	49.157	336.332	2.471	592.933	2.158
c	320	92	12	14	14	7	61.5	48.28	543.145	8690.33	11.88	52.642	374.175	2.467	643.299	2.092
a	360	96	9	16	16	8	60.89	47.8	659.7	11874.2	13.97	63.54	455	2.73	818.4	2.44
36b	360	98	11	16	16	8	68.09	53.45	702.9	12651.8	13.63	66.85	496.7	2.7	880.4	2.37
c	360	100	13	16	16	8	75.29	59.1	746.1	13429.4	13.36	70.02	536.4	2.67	947.9	2.34
a	400	100	10.5	18	18	9	75.05	58.91	878.9	17577.9	15.30	78.83	592	2.81	1067.7	2.49
40b	400	102	12.5	18	18	9	83.05	65.19	932.2	18644.5	14.93	82.52	640	2.78	1135.6	2.44
c	400	104	14.5	18	18	9	91.05	71.47	985.6	19711.2	14.71	86.19	687.8	2.75	1220.7	2.42

注：1. 12.6号、25号、28号、32号、36号、40号根据1974年产品目录不生产。6.5号、12号、24号、27号、30号系保留产品，不推荐使用。

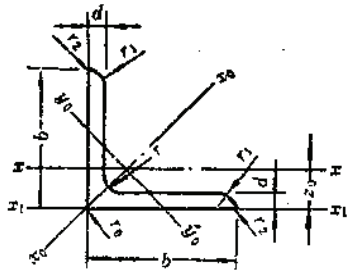
2. 槽钢长度：型号 5～8 号　10～18号　20～30号

长度 5～12米　5～19米　6～19米。

3. 目前生产常用材料：A3、A3F、16Mn

热轧等边角钢的尺寸、理论重量及参考数值（YB166—65）

表附-6-3



b—边宽　　d—边厚

r—内圆弧半径　　r_1—边端内弧半径（$r_1=\frac{1}{3}d$）

r_2—边端外弧半径　　r_0—顶端圆弧半径

I—惯性矩　　i—惯性半径

W—截面系数　　Z_0—重心距离

通常长度：

2～4*	3～9m
4.5～8*	4～12m
9～14*	4～19m
16～20*	6～19m

角钢号数	尺寸 b (mm)	d (mm)	r (mm)	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	外表面积 (m²/m)	截面特性参考值 X—X I_x (cm⁴)	i_x (cm)	W_x (cm³)	X_0—X_0 I_{x0} (cm⁴)	i_{x0} (cm)	W_{x0} (cm³)	Y_0—Y_0 I_{y0} (cm⁴)	i_{y0} (cm)	W_{y0} (cm³)	X_1—X_1 I_{x1} (cm⁴)	Z_0 (cm)
2	20	3	3.5	1.132	0.889	0.078	0.40	0.59	0.29	0.63	0.75	0.45	0.17	0.39	0.20	0.81	0.60
		4		1.459	1.145	0.077	0.50	0.58	0.36	0.78	0.73	0.55	0.22	0.38	0.24	1.09	0.64
2.5	25	3	3.5	1.432	1.124	0.098	0.82	0.76	0.46	1.29	0.95	0.73	0.34	0.49	0.33	1.57	0.73
		4		1.859	1.459	0.097	1.03	0.74	0.59	1.62	0.93	0.92	0.43	0.48	0.40	2.11	0.76
3.0	30	3	4.5	1.749	1.373	0.117	1.46	0.91	0.68	2.31	1.15	1.09	0.61	0.59	0.51	2.71	0.85
		4		2.276	1.786	0.117	1.84	0.90	0.87	2.92	1.13	1.37	0.77	0.58	0.62	3.63	0.89
3.6	36	3	4.5	2.109	1.656	0.141	2.58	1.11	0.99	4.09	1.39	1.61	1.07	0.71	0.76	4.68	1.00
		4		2.756	2.163	0.141	3.29	1.09	1.23	5.22	1.38	2.05	1.37	0.70	0.93	6.25	1.04
		5		3.382	2.654	0.141	3.95	1.08	1.56	6.24	1.36	2.45	1.65	0.70	1.09	7.84	1.07
4	40	3	5	2.359	1.852	0.157	3.59	1.23	1.23	5.69	1.55	2.01	1.49	0.79	0.95	6.41	1.09
		4		3.086	2.422	0.157	4.60	1.22	1.60	7.29	1.54	2.58	1.91	0.79	1.19	8.56	1.13
		5		3.791	2.976	0.156	5.53	1.21	1.96	8.76	1.52	3.10	2.30	0.78	1.39	10.74	1.17

续表

角钢号数	尺寸 b (mm)	尺寸 d (mm)	尺寸 r (mm)	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	外表面积 (m²/m)	截面特性参考值 X—X I_x (cm⁴)	i_x (cm)	W_x (cm³)	$X_0—X_0$ I_{x0} (cm⁴)	i_{x0} (cm)	W_{x0} (cm³)	$Y_0—Y_0$ I_{y0} (cm⁴)	i_{y0} (cm)	W_{y0} (cm³)	$X_1—X_1$ I_{x1} (cm⁴)	Z_0 (cm)
4.5	45	3	5	2.659	2.088	0.177	5.17	1.40	1.58	8.20	1.76	2.58	2.14	0.90	1.24	9.12	1.22
		4		3.486	2.736	0.177	6.65	1.38	2.05	10.56	1.74	3.32	2.75	0.89	1.54	12.18	1.26
		5		4.292	3.369	0.176	8.04	1.37	2.51	12.74	1.72	4.00	3.33	0.88	1.81	15.25	1.30
		6		5.076	3.985	0.176	9.33	1.36	2.96	14.76	1.70	4.64	3.89	0.88	2.06	18.36	1.33
5	50	3	5.5	2.971	2.332	0.197	7.18	1.55	1.96	11.37	1.96	3.22	2.98	1.00	1.57	12.50	1.34
		4		3.897	3.059	0.197	9.26	1.54	2.56	14.70	1.94	4.16	3.82	0.99	1.96	16.96	1.38
	50	5		4.803	3.77	0.196	11.21	1.53	3.13	17.79	1.92	5.03	4.64	0.98	2.31	20.90	1.42
	50	6		5.688	4.465	0.196	13.05	1.52	3.68	20.68	1.91	5.85	5.42	0.98	2.63	25.14	1.46
5.6	56	3	6	3.343	2.624	0.221	10.19	1.75	2.48	16.14	2.20	4.08	4.24	1.13	2.02	17.56	1.48
		4		4.390	3.446	0.220	13.18	1.73	3.24	20.92	2.18	5.28	5.46	1.11	2.52	23.43	1.53
		5		5.415	4.251	0.220	16.02	1.72	3.97	25.42	2.17	6.42	6.61	1.10	2.98	29.33	1.57
		8		8.367	6.568	0.219	23.63	1.68	6.03	37.37	2.11	9.44	9.89	1.09	4.16	47.24	1.68
6.3	63	4	7	4.978	3.907	0.248	19.03	1.96	4.13	30.17	2.46	6.78	7.89	1.26	3.29	33.35	1.70
		5		6.143	4.822	0.248	23.17	1.94	5.08	36.77	2.45	8.25	9.57	1.25	3.90	41.73	1.74
		6		7.288	5.721	0.247	27.12	1.93	6.00	43.03	2.43	9.66	11.20	1.24	4.46	50.14	1.78
		8		9.515	7.469	0.247	34.46	1.90	7.75	54.56	2.40	12.25	14.33	1.23	5.47	67.11	1.85
		10		11.657	9.151	0.248	41.09	1.88	9.39	64.85	2.36	14.56	17.33	1.22	6.36	84.31	1.93
7	70	4	8	5.570	4.372	0.275	26.39	2.18	5.14	41.80	2.74	8.44	10.99	1.40	4.17	45.74	1.86
		5		6.875	5.397	0.275	32.21	2.16	6.32	51.08	2.73	10.32	13.34	1.39	4.95	57.21	1.91
		6		8.160	6.406	0.275	37.77	2.15	7.48	59.93	2.71	12.11	15.61	1.38	5.67	68.73	1.95
		7		9.424	7.398	0.275	43.09	2.14	8.59	68.35	2.69	13.81	17.82	1.38	6.34	80.29	1.99
		8		10.667	8.373	0.274	48.17	2.12	9.68	76.37	2.68	15.43	19.98	1.37	6.98	91.92	2.03

续表

角钢号数	尺寸 b (mm)	尺寸 d (mm)	尺寸 r (mm)	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	外表面积 (m²/m)	截面特性参考值 X—X I_x (cm⁴)	i_x (cm)	W_x (cm³)	$X_0—X_0$ I_{x0} (cm⁴)	i_{x0} (cm)	W_{x0} (cm³)	$Y_0—Y_0$ I_{y0} (cm⁴)	i_{y0} (cm)	W_{y0} (cm³)	$X_1—X_1$ I_{x1} (cm⁴)	Z_0 (cm)
7.5	75	5	9	7.367	5.818	0.295	39.97	2.33	7.32	63.30	2.92	11.94	16.63	1.50	5.77	70.56	2.04
		6		8.797	6.905	0.294	46.95	2.31	8.64	74.38	2.90	14.02	19.51	1.49	6.67	84.55	2.07
		7		10.160	7.976	0.294	53.57	2.30	9.93	84.96	2.89	16.02	22.18	1.48	7.44	98.71	2.11
		8		11.503	9.030	0.294	59.96	2.28	11.20	95.07	2.88	17.93	24.86	1.47	8.19	112.97	2.15
		10		14.126	11.089	0.293	71.98	2.26	13.64	113.92	2.84	21.48	30.05	1.46	9.56	141.71	2.22
8	80	5	9	7.912	6.211	0.315	48.79	2.48	8.34	77.33	3.13	13.67	20.25	1.60	6.66	85.36	2.15
		6		9.397	7.376	0.314	57.35	2.47	9.87	90.98	3.11	16.08	23.72	1.59	7.65	102.5	2.19
		7		10.860	8.525	0.314	65.58	2.46	11.37	104.07	3.10	18.40	27.09	1.58	8.58	119.70	2.23
		8		12.303	9.658	0.314	73.49	2.44	12.83	116.60	3.08	20.61	30.39	1.57	9.46	136.97	2.27
		10		15.126	11.874	0.313	88.43	2.42	15.64	140.09	3.04	24.76	36.77	1.56	11.08	171.74	2.35
9	90	6	10	10.637	8.350	0.354	82.77	2.79	12.61	131.26	3.51	20.63	34.28	1.80	9.95	145.37	2.44
		7		12.301	9.656	0.354	94.83	2.78	14.54	150.47	3.50	23.64	39.18	1.78	11.19	170.30	2.48
		8		13.944	10.946	0.353	106.47	2.76	16.42	168.97	3.48	26.55	43.97	1.78	12.35	194.80	2.52
		10		17.167	13.476	0.353	128.58	2.74	20.07	203.90	3.45	32.04	53.26	1.76	14.52	244.07	2.59
		12		20.306	15.940	0.352	149.22	2.71	23.57	236.21	3.41	37.12	62.22	1.75	16.49	293.76	2.67
10	100	6	12	11.932	9.366	0.393	114.95	3.10	15.68	181.93	3.90	25.74	47.92	2.00	12.69	200.07	2.67
		7		13.796	10.830	0.393	131.86	3.09	18.10	208.97	3.89	29.55	54.74	1.99	14.26	233.54	2.71
		8		15.638	12.276	0.393	148.24	3.08	20.47	235.07	3.88	33.24	61.41	1.98	15.75	267.09	2.76
		10		19.261	15.120	0.392	179.51	3.05	25.06	284.68	3.84	40.26	74.35	1.96	18.54	334.48	2.84
		12		22.800	17.898	0.391	208.90	3.03	29.48	330.95	3.81	46.80	86.84	1.95	21.08	402.34	2.91
		14		26.256	20.611	0.391	236.53	3.00	33.73	374.06	3.77	52.90	99.00	1.94	23.44	470.75	2.99
		16		29.627	23.257	0.390	262.53	2.98	37.82	414.16	3.74	58.57	110.89	1.94	25.63	539.80	3.06

续表

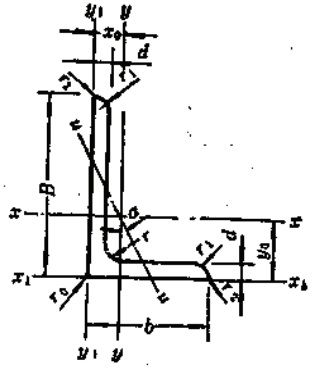
角钢号数	尺寸 b (mm)	尺寸 d (mm)	尺寸 r (mm)	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	外表面积 (m²/m)	截面特性参考值 X—X I_x (cm⁴)	i_x (cm)	W_x (m³)	$X_0—X_0$ I_x (cm⁴)	i_{x0} (cm)	W_{x0} (cm³)	$Y_0—Y_0$ I_{y0} (cm⁴)	i_{y0} (cm)	W_{y0} (cm³)	$X_1—X_1$ I_{x1} (cm⁴)	Z_0 (cm)
11	110	7	12	15.196	11.928	0.433	177.16	3.41	22.05	280.94	4.30	36.12	73.38	2.20	17.51	310.64	2.96
		8		17.238	13.532	0.433	199.46	3.40	24.95	316.49	4.28	40.69	82.42	2.19	19.39	355.20	3.01
		10		21.261	16.690	0.432	242.19	3.38	30.60	384.39	4.25	49.42	99.98	2.17	22.91	444.65	3.09
		12		25.200	19.782	0.431	282.55	3.35	36.05	448.17	4.22	57.62	116.93	2.15	26.15	534.60	3.16
		14		29.056	22.809	0.431	320.71	3.32	41.31	508.01	4.18	6 .31	133.40	2.14	29.14	625.16	3.24
12.5	125	8	14	19.750	15.504	0.492	297.03	3.88	32.52	470.89	4.88	53.28	123.16	2.50	25.86	521.01	3.37
		10		24.373	19.133	0.491	361.67	3.85	39.97	573.69	4.85	64.93	149.46	2.48	30.62	651.93	3.45
		12		28.912	22.696	0.491	432.16	3.83	41.17	671.44	4.82	75.96	174.88	2.46	35.03	783.42	3.53
		14		33.367	26.193	0.490	481.65	3.80	54.16	763.73	4.78	86.41	199.57	2.45	39.13	915.61	3.61
14	140	10	14	27.373	21.488	0.551	514.65	4.34	50.58	817.27	5.46	82.56	212.04	2.78	39.20	915.11	3.82
		12		32.512	25.522	0.551	603.68	4.31	59.80	958.79	5.43	96.85	248.57	2.76	45.02	1099.28	3.90
		14		37.567	29.490	0.550	688.81	4.28	68.75	1093.56	5.40	110.47	284.06	2.75	50.45	1284.22	3.98
		16		42.539	33.393	0.549	770.24	4.26	77.46	1221.81	5.36	123.42	318.67	2.74	55.55	1470.07	4.06
16	160	10	16	31.502	24.729	0.630	779.53	4.98	65.70	1237.30	6.27	109.36	321.76	3.20	52.76	1365.33	4.31
		12		37.441	29.391	0.630	916.58	4.95	78.98	1455.68	6.24	128.67	377.49	3.18	60.74	1639.57	4.39
		14		43.296	33.987	0.629	1048.36	4.92	90.95	1665.02	6.20	147.17	431.70	3.16	68.24	1914.68	4.47
		16		49.067	38.518	0.629	1175.08	4.89	102.63	1865.57	6.17	164.89	484.59	3.14	75.31	2190.82	4.55
18	180	12	16	42.241	33.159	0.710	1321.35	5.59	100.82	2100.10	7.05	165.00	542.61	3.58	78.41	2332.80	4.89
		14		48.896	38.383	0.709	1514.48	5.56	116.25	2407.42	7.02	189.14	621.53	3.56	88.38	2723.48	4.97
		16		55.467	43.542	0.709	1700.95	5.54	131.13	2703.37	6.98	212.40	698.60	3.55	97.83	3115.29	5.05
		18		61.955	48.634	0.708	1878.12	5.50	145.64	2988.24	6.94	234.78	762.01	3.51	105.14	3502.43	5.13
20	200	14	18	54.642	42.894	0.788	2103.55	6.20	144.70	3343.26	7.82	236.40	863.83	3.98	111.82	3734.10	5.46
		16		62.013	48.680	0.788	2365.15	6.18	163.65	3760.88	7.78	265.93	971.41	3.96	123.96	4270.39	5.54
		18		69.301	54.401	0.787	2620.64	6.15	182.22	4164.54	7.75	294.48	1076.74	3.94	135.52	4808.13	5.62
		20		76.505	60.056	0.787	2867.30	6.12	200.42	4554.56	7.72	322.06	1180.04	3.93	146.55	5347.51	5.69
		24		90.661	71.168	0.785	3338.25	6.07	236.17	5294.97	7.64	374.41	1381.53	3.90	166.55	6457.16	5.87

注：1. 规格中11号、18号根据1974产品目录不生产。

2. 目前生产常用材料：A3、A3F、B3F、16Mn。

热轧不等边角钢的尺寸、理论重量及参考数值（YB-167-65）

表附-6-4



B—长边宽度
d—边厚
r_1—边端内弧半径（$r_1=\frac{1}{3}d$）
r_0—顶端圆弧半径
i—惯性半径
X_0—重心距离
b—短边宽度
Y—内圆弧半径
Y_1—边端外弧半径
I—惯性矩
W—截面系数
Y_0—重心距离

通常长度：
2.5/1.6～5.6/3.6* 3～9 (m)
6.3/4～9/5.6* 4～12 (m)
10/6.3～14/9* 4～19 (m)
16/16～20/12.5* 6～19 (m)

角钢号数	尺寸 (mm) B	b	d	r	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	外表面积 (m²/m)	截面特性参考值 X—X I_x (cm⁴)	i_x (cm)	W_x (cm³)	Y—Y I_y (cm⁴)	i_y (cm)	W_y (cm³)	X_1—X_1 I_{x1} (cm⁴)	Y_0 (cm)	Y_1—Y_1 I_{y0} (cm⁴)	X_0 (cm)	u—u I_u (cm⁴)	i_u (cm)	W_u (cm³)	tgα
2.5/1.6	25	16	3	3.5	1.162	0.912	0.080	0.70	0.78	0.43	0.22	0.44	0.19	1.56	0.86	0.43	0.42	0.14	0.34	0.16	0.392
			4		1.499	1.176	0.079	0.88	0.77	0.55	0.27	0.43	0.24	2.09	0.90	0.59	0.46	0.17	0.34	0.20	0.381
3.2/2	32	20	3	3.5	1.492	1.171	0.102	1.53	1.01	0.72	0.46	0.55	0.30	3.27	1.08	0.82	0.49	0.28	0.43	0.25	0.382
			4		1.939	1.522	0.101	1.93	1.00	0.93	0.57	0.54	0.39	4.37	1.12	1.12	0.53	0.35	0.42	0.32	0.374
4/2.5	40	25	3	4	1.890	1.484	0.127	3.08	1.28	1.15	0.93	0.70	0.49	6.39	1.32	1.59	0.59	0.58	0.54	0.40	0.386
			4		2.467	1.936	0.127	3.93	1.26	1.49	1.18	0.69	0.63	8.53	1.37	2.14	0.63	0.71	0.54	0.52	0.381
4.5/2.8	45	28	3	5	2.149	1.687	0.143	4.45	1.44	1.47	1.34	0.79	0.62	9.10	1.47	2.23	0.64	0.89	0.61	0.51	0.383
			4		2.806	2.203	0.143	5.69	1.42	1.91	1.70	0.78	0.80	12.13	1.51	3.00	0.68	1.02	0.60	0.66	0.380
5/3.2	50	32	3	5.5	2.431	1.908	0.161	6.24	1.60	1.84	2.02	0.91	0.82	12.49	1.60	3.31	0.73	1.20	0.70	0.68	0.404
			4		3.177	2.494	0.160	8.02	1.59	2.39	2.58	0.90	1.06	16.65	1.65	4.45	0.77	1.53	0.69	0.87	0.402

续表

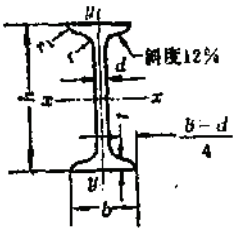
角钢号数	尺寸 (mm) B	b	d	r	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	外表面积 (m²/m)	截面特性参考值 X—X I_x (cm⁴)	i_x (cm)	W_x (cm³)	Y—Y I_y (cm⁴)	i_y (cm)	W_y (cm³)	X_1—X_1 I_{y1} (cm⁴)	Y_0 (cm)	Y_1—Y_1 I_{y0} (cm⁴)	X_0 (cm)	u—u I_u (cm⁴)	i_u (cm)	W_u (cm³)	tgα
5.6/3.6	56	36	3	6	2.743	2.153	0.181	8.88	1.80	2.32	2.92	1.03	1.05	17.54	1.78	4.70	0.80	1.73	0.79	0.87	0.408
			4		3.590	2.818	0.180	11.45	1.79	3.03	3.76	1.02	1.37	23.39	1.82	6.33	0.85	2.23	0.79	1.13	0.408
			5		4.415	3.466	0.180	13.86	1.77	3.71	4.49	1.01	1.65	29.25	1.87	7.94	0.88	2.67	0.78	1.36	0.404
6.3/4	63	40	4	7	4.058	3.185	0.202	16.49	2.02	3.87	5.23	1.14	1.70	33.30	2.04	8.63	0.92	3.12	0.88	1.40	0.398
			5		4.993	3.920	0.202	20.02	2.00	4.74	6.31	1.12	2.71	41.63	2.08	10.86	0.95	3.76	0.87	1.71	0.396
			6		5.908	4.638	0.201	23.36	1.96	5.59	7.29	1.11	2.43	49.98	2.12	13.12	0.99	4.34	0.86	1.99	0.393
			7		6.802	5.339	0.201	26.53	1.98	6.40	8.24	1.10	2.78	58.07	2.15	15.47	1.03	4.97	0.86	2.29	0.389
7/4.5	70	45	4	7.5	4.547	3.570	0.226	23.17	2.26	4.86	7.55	1.29	2.17	45.92	2.24	12.26	1.02	4.40	0.98	1.77	0.410
			5		5.609	4.403	0.225	27.95	2.23	5.92	9.13	1.28	2.65	57.10	2.28	15.39	1.06	5.40	0.98	2.19	0.407
			6		6.647	5.218	0.225	32.54	2.21	6.95	10.62	1.26	3.12	68.35	2.32	18.58	1.09	6.35	0.98	2.59	0.404
			7		7.657	6.011	0.225	37.22	2.20	8.03	12.01	1.25	3.57	79.99	2.36	21.84	1.13	7.16	0.97	2.94	0.402
7.5/5	75	50	5	8	6.125	4.808	0.245	34.86	2.39	6.83	12.61	1.44	3.30	70.00	2.40	21.04	1.17	7.41	1.10	2.74	0.435
			6		7.260	5.699	0.245	41.12	2.38	8.12	14.70	1.42	3.88	84.30	2.44	25.37	1.21	8.54	1.08	3.19	0.435
			8		9.467	7.431	0.244	52.39	2.35	10.52	18.53	1.40	4.99	112.50	2.52	34.23	1.29	10.87	1.07	4.10	0.429
			10		11.590	9.098	0.244	62.71	2.33	12.79	21.96	1.38	6.04	140.80	2.60	43.43	1.36	13.10	1.06	4.99	0.423
8/5	80	50	5	8	6.375	5.005	0.255	41.96	2.56	7.78	12.82	1.42	3.32	85.21	2.60	21.06	1.14	7.66	1.10	2.74	0.388
			6		7.560	5.935	0.255	49.49	2.56	9.25	14.95	1.41	3.91	102.53	2.65	25.41	1.18	8.85	1.08	3.20	0.387
			7		8.724	6.848	0.255	56.16	2.54	10.58	16.96	1.39	4.48	119.33	2.69	29.82	1.21	10.18	1.08	3.70	0.384
			8		9.867	7.745	0.254	62.83	2.52	11.92	18.85	1.38	5.03	136.41	2.73	34.32	1.25	11.38	1.07	4.16	0.381
9/5.6	90	56	5	9	7.212	5.661	0.287	60.45	2.90	9.92	18.32	1.59	4.21	121.32	2.91	29.53	1.25	10.98	1.23	3.49	0.385
			6		8.557	6.717	0.286	71.03	2.88	11.74	21.42	1.58	4.96	145.59	2.95	35.58	1.29	12.90	1.23	4.13	0.384
			7		9.880	7.756	0.286	81.01	2.86	13.49	24.36	1.57	5.70	169.66	3.00	41.71	1.33	14.67	1.22	4.72	0.382
			8		11.183	8.779	0.286	91.03	2.85	15.27	27.15	1.56	6.41	194.17	3.04	47.93	1.36	16.34	1.21	5.29	0.380

续表

角钢号数	尺寸 (mm) B	b	d	r	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	外表面积 (m²/m)	截面特性参考值 X—X I_x (cm⁴)	i_x (cm)	W_x (cm³)	Y—Y I_y (cm⁴)	i_y (cm)	W_y (cm³)	X_1—X_1 I_{x1} (cm⁴)	Y_0 (cm)	Y_1—Y_1 I_{y0} (cm⁴)	X_0 (cm)	u—u I_u (cm⁴)	i_u (cm)	W_u (cm³)	tgα
10/6.3	100	63	6	10	9.617	7.550	0.320	99.06	3.21	14.64	30.94	1.79	6.35	199.71	3.24	50.50	1.43	18.42	1.38	5.25	0.394
			7		11.111	8.722	0.320	113.45	3.20	16.88	35.26	1.78	7.29	233.00	3.28	59.14	1.47	21.00	1.38	6.02	0.393
			8		12.584	9.878	0.319	127.37	3.18	19.08	39.39	1.77	8.21	266.32	3.32	67.88	1.50	23.50	1.37	6.78	0.391
			10		15.467	12.142	0.319	153.81	3.15	23.32	47.12	1.74	9.98	333.06	3.40	85.73	1.58	28.33	1.35	8.24	0.387
10/8	100	80	6	10	10.637	8.350	0.354	107.04	3.17	15.19	61.24	2.40	10.16	199.83	2.95	102.68	1.97	31.65	1.72	8.37	0.627
			7		12.301	9.656	0.354	122.73	3.16	17.52	70.08	2.39	11.71	233.20	3.00	119.98	2.01	36.17	1.72	9.60	0.626
			8		13.944	10.946	0.353	137.92	3.14	19.81	78.58	2.37	13.21	265.61	3.04	137.37	2.05	40.58	1.71	10.80	0.625
			10		17.167	13.476	0.353	166.87	3.12	24.24	94.65	2.35	16.12	333.63	3.12	172.48	2.13	49.10	1.69	13.12	0.622
11/7	110	70	6	10	10.637	8.350	0.354	133.37	3.54	17.85	42.92	2.01	7.90	265.78	3.53	69.08	1.57	25.36	1.54	6.53	0.403
			7		12.301	9.656	0.354	153.00	3.53	20.60	49.01	2.00	9.09	310.07	3.57	80.82	1.61	28.95	1.53	7.50	0.402
			8		13.944	10.946	0.353	172.04	3.51	23.30	54.87	1.98	10.25	354.39	3.62	92.70	1.65	32.45	1.53	8.45	0.401
			10		17.167	13.476	0.353	208.39	3.48	28.54	65.88	1.96	12.48	443.13	3.70	116.83	1.72	39.20	1.51	10.29	0.397
12.5/8	125	80	7	11	14.096	11.066	0.403	227.98	4.02	26.86	74.42	2.30	12.01	454.99	4.01	120.32	1.80	43.81	1.76	9.92	0.408
			8		15.989	12.551	0.403	256.77	4.01	30.41	83.49	2.28	13.56	515.99	4.06	137.85	1.84	49.51	1.75	11.18	0.407
			10		19.712	15.474	0.402	312.04	3.98	37.33	100.67	2.26	16.56	650.09	4.14	173.40	1.92	59.45	1.74	13.64	0.404
			12		23.351	18.330	0.402	364.41	3.95	44.01	116.67	2.24	19.43	780.39	4.22	209.67	2.00	69.35	1.72	16.01	0.400
14/9	140	90	8	12	18.038	14.160	0.453	365.64	4.50	38.48	120.69	2.59	17.34	730.53	4.50	195.79	2.04	70.83	1.98	14.31	0.411
			10		22.261	17.475	0.452	445.50	4.47	47.31	146.03	2.56	21.22	913.20	4.58	245.92	2.12	85.82	1.96	17.48	0.409
			12		26.400	20.724	0.451	521.59	4.44	55.87	169.79	2.54	24.95	1096.09	4.66	296.89	2.19	100.21	1.95	20.54	0.406
			14		30.456	23.908	0.451	594.10	4.42	64.18	192.10	2.51	28.54	1279.26	4.74	348.82	2.27	114.13	1.94	23.52	0.403
16/10	160	100	10	13	25.315	19.872	0.512	668.69	5.14	62.13	205.03	2.85	26.56	1362.89	5.24	336.59	2.28	121.74	2.19	21.92	0.390
			12		30.054	23.592	0.511	784.91	5.11	73.49	239.06	2.82	31.28	1635.56	5.32	405.94	2.36	142.33	2.17	25.79	0.388
			14		34.709	27.247	0.510	896.30	5.08	84.56	271.20	2.80	35.83	1908.50	5.40	476.42	2.43	162.23	2.16	29.56	0.385
			16		39.281	30.835	0.510	1003.04	5.05	95.33	301.60	2.77	40.24	2181.79	5.48	548.22	2.51	182.7	2.16	33.44	0.382

注：1. 2.5/1.6号、4/2.5号、4.5/2.8号、8/5号、11/7号根据1974年产品目录不生产。
2. 目前生产常用材料：A3、A3F、AD3、AD3F、16Mn。

常用热轧轻型工字钢（GB163—63）　　表附-6-5



h—高度　　b—腿宽

d—腰厚　　t—平均腿厚

r—内圆弧半径　　r_1—腿端圆弧半径

I—惯性矩　　W—截面系数

i—惯性半径　　S_X—半截面的静力矩

型号	尺寸 h (mm)	b	d	t	r	r_1	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	参考数据 $X-X$ I_X (cm⁴)	W_X (cm³)	i_X (cm)	S_X (cm³)	$Y-Y$ I_Y (cm⁴)	W_Y (cm³)	i_Y (cm)
10Q	100	55	4.2	6.8	6.8	2.5	11.4	8.95	189	37.8	4.08	21.8	16.7	6.08	1.21
12Q	120	65	4.4	7.1	7.1	2.5	14.2	11.15	344	57.4	4.93	32.9	28.3	8.72	1.42
14Q	140	75	4.6	7.4	7.4	2.5	17.2	13.50	573	81.9	5.78	46.7	44.7	11.92	1.62
16Q	160	80	4.8	7.7	7.7	3.0	19.6	15.39	852	106.5	6.60	60.5	56.0	14.00	1.69
18Q	180	85	5.0	8.0	8.0	3.0	22.2	17.43	1209	134.3	7.39	76.6	69.6	16.37	1.77
20Q	200	90	5.2	8.8	8.8	3.0	25.8	20.25	1741	174.1	8.22	99.2	91.6	20.35	1.88
22Q	220	100	5.5	9.4	9.4	3.5	30.4	23.86	2498	227.1	9.07	129.0	133	26.58	2.09
25Q	250	110	6.0	10.2	10.2	3.5	36.8	28.89	3896	311.6	10.29	177.1	192	34.89	2.28
28Q	280	120	6.5	11.0	11.0	3.5	42.9	34.46	5803	414.5	11.50	235.7	269	44.77	2.48
32Q	320	130	7.0	12.0	12.0	4.0	52.7	41.37	9064	566.5	13.11	322.5	373	57.33	2.66
36Q	360	140	7.5	12.8	12.8	4.0	61.9	48.59	13364	742.4	14.70	423.2	496	70.90	2.83
40Q	400	150	8.0	13.6	13.6	5.0	71.7	56.28	18985	949.2	16.28	541.9	645	89.04	3.00
45Q	450	160	8.5	14.5	14.5	5.0	83.4	65.47	27737	1032.8	18.24	705.1	836	104.53	3.17
50Q	500	170	9.0	15.3	15.3	6.0	95.5	74.97	38908	1556.3	20.18	892.0	1054	123.95	3.32
56Q	560	180	10.0	17.0	17.0	6.0	115.4	90.57	58222	2079.4	22.46	1196.6	1407	156.29	3.49
63Q	630	190	11.0	18.7	18.7	6.0	138.3	108.56	87038	2763.1	25.09	1597.0	1838	193.46	3.65

注：1. 本表所列截面数据按（66）冶钢字1257号文附件“热轧轻型工字钢技术要求”，与 YB163-63 规定的截面（目前不生产）稍有不同。

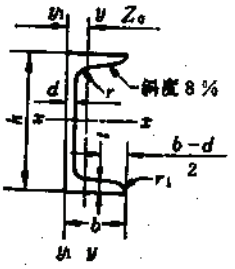
2. 目前生产钢号及型号：

钢号	型号	长度
A3、A3F、A3b	22Q、25Q	6～19m
A3F、18Nbb	32Q、36Q、40Q	6～19m
18Nbb、14MnNb	45Q、56Q、63Q	6～19m

3. 本表所列型号为武钢产品的型号标注方法，包钢产品的型号不标“Q”。

热轧轻型槽钢（YB164-63）

表附-6-6



h—高度　　b—腿宽
d—腰厚　　t—平均腿厚
r—内圆弧半径　　I—惯性矩
W—截面系数　　i—惯性半径
r_1—腿端圆弧半径　　Z_0—重心距离
S_x—半截面的静力矩

型号	尺寸 h (mm)	b	d	t	r	r_1	截面面积 (cm²)	理论重量 (kg/m)	参考数据 $X-X$ W_X (cm³)	I_X (cm⁴)	i_X (cm)	S_X (cm³)	$Y-Y$ W_Y (cm³)	I_Y (cm⁴)	i_Y (cm)	Y_1-Y_1 I_{Y1} (cm⁴)	Z_0 (cm)
10Q	100	45	4.0	6.7	6.7	2.5	9.63	7.56	31.0	155	4.01	18.14	5.66	17.65	1.35	36.00	1.38
12Q	120	55	4.2	7.2	7.2	2.5	12.52	9.83	49.4	297	4.87	28.55	8.95	34.26	1.65	69.18	1.67
14Q	140	60	4.4	7.5	7.5	2.5	14.68	11.52	67.4	472	5.67	38.88	11.18	47.41	1.80	92.88	1.78
16Q	160	65	4.6	7.8	7.8	3.0	16.97	13.32	88.7	710	6.47	51.13	13.66	63.51	1.94	121.59	1.85
18Q	180	70	4.8	8.2	8.2	3.0	19.54	15.34	114.4	1030	7.26	66.08	16.66	83.97	2.07	159.03	1.96
20Q	200	75	5.0	9.0	9.0	3.0	22.86	17.94	149.9	1500	8.10	86.17	21.13	113.90	2.23	215.67	2.11
22Q	220	80	5.4	9.7	9.7	3.5	26.64	20.91	191.1	2102	8.88	110.02	25.97	149.85	2.37	282.33	2.23
25Q	250	85	5.8	10.5	10.5	3.5	31.48	24.71	254.1	3176	10.05	146.65	32.20	198.97	2.51	368.40	2.32
28Q	280	90	6.0	10.8	10.8	3.5	35.32	27.73	316.7	4434	11.21	183.03	37.41	247.63	2.65	447.70	2.38
32Q	320	95	6.2	11.2	11.2	4.0	40.12	31.49	406.5	6504	12.73	235.49	43.34	306.45	2.76	543.35	2.43
36Q	360	105	6.5	11.7	11.7	4.0	46.88	36.80	534.1	9614	14.32	309.20	55.87	439.72	3.06	763.98	2.63
40Q	400	115	7.0	12.6	12.6	4.0	55.72	43.74	704.3	14086	15.90	407.80	71.38	617.46	3.29	1070.05	2.85

注：1. 本表所列截面数据按（66）冶钢字1257 号文附件“热轧轻型槽钢技术要求”，与 YB164-63 规定的截面（目前不生产）稍有不同。

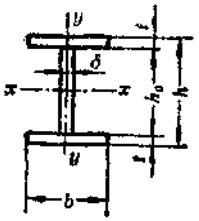
2. 目前生产钢号及型号[127]：

钢号	型号	长度
A3、18Nbb	32Q、36Q、40Q	6～19m
A3、A3F、A3b、16MnCu	20Q、25Q、28Q	6～19m

3. 本表所列型号为式钢产品型号标注方法，包钢产品的型号不标“Q”。

焊接工字形截面特性表

表附-6-7



I—截面惯性矩　　S—半截面面积矩

W—截面抵抗矩　　r—回转半径

尺寸					截面面积	每米重量	外表面积	$x-x$				$y-y$		
h	δ	h_0	t	b				I_x	W_x	S_x	r_x	I_y	W_y	r_y
(mm)					(cm²)	(kg/m)	(m²/m)	(cm⁴)	(cm³)		(cm)	(cm⁴)	(cm³)	(cm)
400	6	380	10	200	62.80	49.30	1.59	17957	898	498	16.9	1334	133	4.61
				220	66.80	52.44	1.67	19478	974	537	17.1	1775	161	5.16
				250	72.80	57.15	1.79	21760	1088	596	17.3	2605	208	5.98
		376	12	220	75.36	59.16	1.67	22536	1127	618	17.3	2130	194	5.32
				250	82.56	64.81	1.79	25247	1262	688	17.5	3126	250	6.15
				300	94.56	74.23	1.99	29764	1488	804	17.7	5401	360	7.56
	8	376	12	220	82.88	65.06	1.66	23422	1171	654	16.8	2131	194	5.07
				250	90.08	70.71	1.78	26133	1307	723	17.0	3127	250	5.89
				300	102.08	80.13	1.98	30650	1533	840	17.3	5402	360	7.27
		372	14	250	99.76	78.31	1.78	29518	1476	814	17.2	3647	292	6.05
				300	113.76	89.30	1.98	34735	1737	949	17.5	6302	420	7.44
				350	127.76	100.29	2.18	39952	1998	1084	17.7	10006	572	8.85
500	6	480	10	200	68.80	54.01	1.79	29543	1182	663	20.7	1334	133	4.40
				220	72.80	57.15	1.87	31914	1278	712	20.9	1775	161	4.94
				250	78.80	61.86	1.99	35546	1422	785	21.2	2605	208	5.75
		476	12	220	81.36	63.87	1.87	36834	1473	814	21.3	2130	194	5.12
				250	88.59	69.52	1.99	41121	1645	902	21.5	3126	250	5.94
				300	100.56	78.94	2.19	48267	1931	1048	21.9	5401	360	7.33
	8	476	12	220	90.88	71.34	1.86	38631	1545	871	20.6	2132	194	4.84
				250	98.08	76.99	1.98	42919	1717	959	20.9	3127	250	5.65
				300	110.08	86.41	2.18	50065	2003	1106	21.3	5402	360	7.01
		472	14	250	107.76	84.59	1.96	48356	1934	1073	21.2	2648	292	5.82
				300	121.76	95.58	2.18	56625	2265	1243	21.6	6302	420	7.19
				350	135.76	106.57	2.38	64894	2596	1413	21.9	10006	572	8.59
600	6	576	12	220	87.36	68.58	2.07	55200	1840	1025	25.1	2131	194	4.94
				250	94.56	74.23	2.19	61424	2047	1131	25.5	3126	250	5.75
				300	106.56	83.65	2.39	71798	2393	1307	26.0	5401	360	7.12
		572	14	250	104.32	81.89	2.19	69463	2315	1271	25.8	3647	292	5.91
				300	118.32	92.88	2.39	81484	2716	1476	26.2	6301	420	7.30
				350	132.32	103.87	2.59	93505	3117	1681	26.6	10005	572	8.70

续表

尺寸					截面面积	每米重量	外表面积	x—x				y—y		
h	δ	h_b	t	b				I_x	W_x	S_x	r_x	I_y	W_y	r_y
(mm)					(cm²)	(kg/m)	(m²/m)	(cm⁴)	(cm³)		(cm)	(cm⁴)	(cm³)	(cm)
600	8	572	14	250	115.76	90.87	2.18	72582	2419	1353	25.0	3648	292	5.61
				300	129.76	101.86	2.38	84603	2820	1558	25.5	6302	420	6.37
				350	143.76	112.85	2.58	96625	3221	1763	25.9	10007	572	8.34
		568	16	300	141.44	111.03	2.38	94091	3136	1724	25.8	7202	480	7.14
				350	157.44	123.59	2.58	107736	3591	1958	26.2	11436	653	8.52
				400	173.44	136.15	2.78	121382	4046	2191	26.5	17069	853	9.92
	10	568	16	300	152.80	119.95	2.38	97145	3238	1805	25.2	7205	480	6.87
				350	168.80	132.51	2.58	110790	3693	2038	25.6	11438	654	8.23
				400	184.80	145.07	2.78	124436	4148	2272	25.9	17071	854	9.61
		564	18	350	182.40	143.18	2.58	121683	4056	2231	25.8	12867	735	8.40
				400	200.40	157.31	2.78	136930	4564	2493	26.1	19205	960	9.79
				450	218.40	171.44	2.98	152177	5073	2755	26.4	27342	1215	11.19
700	6	676	12	220	93.36	73.28	2.27	77934	2227	1251	28.9	1231	194	4.78
				250	100.56	78.94	2.39	86455	2470	1375	29.3	3126	250	5.58
				300	112.56	88.36	2.59	100656	2876	1581	29.9	5401	360	6.93
		672	14	250	110.32	86.60	2.39	97539	2787	1539	29.7	3647	292	5.75
				300	124.32	97.59	2.59	114012	3257	1779	30.3	6301	420	7.12
				350	138.32	108.58	2.79	130485	3728	2019	30.7	10005	572	8.50
	8	672	14	250	123.76	97.15	2.38	102597	2931	1652	28.8	3649	292	5.43
				300	137.76	108.14	2.58	119070	3402	1892	29.4	6303	420	6.76
				350	151.76	119.13	2.78	135543	3873	2132	29.9	10007	572	8.12
		668	16	300	149.44	117.31	2.58	132178	3777	2088	29.7	7203	480	6.94
				350	165.44	129.87	2.78	150895	4311	2361	30.2	11436	653	8.31
				400	181.44	142.43	2.98	169613	4846	2635	30.6	17070	853	9.70
	10	668	16	300	162.80	127.80	2.58	137146	3918	2199	29.0	7206	480	6.65
				350	178.80	140.36	2.78	155863	4453	2473	29.5	11439	654	8.00
				400	194.80	152.92	2.98	174581	4988	2747	29.9	17072	854	9.36
		664	18	350	192.40	151.03	2.78	170944	4884	2699	29.8	12868	735	8.18
				400	210.40	165.16	2.98	191880	5482	3006	30.2	19206	960	9.55
				450	228.40	179.29	3.18	212815	6080	3313	30.5	27343	1215	10.94
800	6	776	12	220	99.36	78.00	2.47	105335	2633	1492	32.6	2131	194	4.63
				250	106.56	83.65	2.59	116513	2913	1634	33.1	3126	250	5.42
				300	118.56	93.07	2.79	135143	3379	1870	33.8	5401	360	6.75
		772	14	250	116.32	91.31	2.59	131131	3278	1822	33.6	3647	292	5.60
				300	130.32	102.30	2.79	152756	3819	2098	34.2	6301	420	6.85
				350	141.32	113.29	2.99	174381	4360	2373	34.8	10006	572	8.33
	8	772	14	250	131.76	103.43	2.58	138799	3470	1971	32.5	3649	292	5.26
				300	145.76	114.42	2.78	160424	4011	2247	33.2	6303	420	6.58
				350	159.76	125.41	2.98	182049	4551	2522	33.8	10007	572	7.91

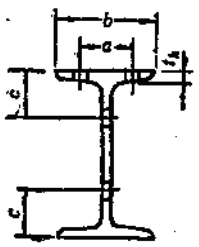
续表

尺寸					截面面积	每米重量	外表面积	x—x				y—y		
h	δ	h_1	t	b				I_x	W_x	S_x	r_x	I_y	W_y	r_y
(mm)					(cm^2)	(kg/m)	(m^2/m)	(cm^4)	(cm^3)		(cm)	(cm^4)	(cm^3)	(cm)
800	8	768	16	300	157.44	123.59	2.78	177737	4443	2471	33.6	7203	480	6.76
				350	173.44	136.15	2.98	202327	5058	2785	34.2	11437	654	8.12
				400	189.44	148.71	3.18	226916	5673	3099	34.6	17070	853	9.49
	10	768	16	300	172.80	135.65	2.78	185287	4632	2619	32.7	7206	480	6.46
				350	188.80	148.21	2.98	209876	5247	2932	33.3	11440	654	7.78
				400	204.80	160.77	3.18	234466	5862	3246	33.8	17073	854	9.13
		764	18	350	202.40	158.88	2.98	229826	5746	3193	33.7	12869	735	7.97
				400	220.40	173.01	3.18	257349	6434	3545	34.2	19206	960	9.34
				450	238.40	187.14	3.38	284873	7122	3897	34.6	27344	1215	10.71
	12	764	18	350	217.68	170.88	2.98	237258	5931	3339	33.0	12874	736	7.69
				400	235.68	185.01	3.18	264782	6620	3691	33.5	19211	961	9.03
				450	253.68	199.14	3.38	292305	7308	4043	33.9	27349	1215	10.38
		760	20	400	251.20	197.19	3.18	287311	7183	3986	33.8	21344	1067	9.22
				450	271.20	212.89	3.38	317738	7943	4376	34.2	30386	1350	10.59
				500	291.20	228.59	3.58	348164	8704	4766	34.6	41678	1667	11.96
1000	8	972	14	250	147.76	115.99	2.98	231368	4627	2670	39.6	3650	292	4.97
				300	161.76	126.98	3.18	265397	5308	3015	40.5	6304	420	6.24
				350	175.76	137.97	3.38	299426	5989	3360	41.3	10308	572	7.55
		968	16	300	173.44	136.15	3.18	292871	5857	3299	41.1	7204	480	6.44
				350	189.44	148.71	3.38	331605	6632	3692	41.8	11437	654	7.77
				400	205.44	161.27	3.58	370339	7407	4086	42.5	17071	854	9.12
	10	968	16	300	192.80	151.35	3.18	307989	6160	3533	40.0	7208	481	6.11
				350	208.80	163.91	3.38	346722	6934	3926	40.7	11441	654	7.40
				400	224.80	176.47	3.58	385456	7709	4320	41.4	17075	854	8.72
		964	18	350	222.40	174.58	3.38	378450	7569	4255	41.3	12871	735	7.61
				400	240.40	188.71	3.58	421849	8437	4697	41.9	19208	960	8.94
				450	258.40	202.84	3.78	465248	9305	5139	42.4	27346	1215	10.29
	12	964	18	350	241.68	189.72	3.38	393380	7868	4487	40.3	12876	736	7.30
				400	259.68	203.85	3.58	436780	8736	4929	41.0	19214	961	8.60
				450	277.68	217.98	3.78	480179	9604	5371	41.6	27351	1216	9.92
		960	20	400	275.20	216.03	3.58	472687	9454	5302	41.4	21347	1067	8.81
				450	295.20	231.73	3.78	520714	10414	5792	42.0	30389	1351	10.51
				500	315.20	247.43	3.98	568740	11375	6282	42.5	41680	1667	11.50
	14	960	20	400	294.40	231.10	3.57	487433	9749	5533	40.7	21355	1068	8.52
				450	314.40	246.80	3.77	535459	10709	6023	41.3	30397	1351	9.83
				500	334.40	262.50	3.97	583486	11670	6513	41.8	41689	1668	11.17
		956	22	450	331.84	260.49	3.77	575474	11509	6440	41.6	33434	1486	10.04
				500	353.84	277.76	3.97	628089	12562	6978	42.1	45855	1834	11.38
				550	375.84	295.03	4.17	680705	13614	7516	42.6	61026	2219	12.74

续表

尺寸					截面面积	每米重量	外表面积	x—x				y—y		
h	d	h_0	t	b				I_x	W_x	S_x	r_x	I_y	W_y	r_y
(mm)					(cm²)	(kg/m)	(m²/m)	(cm⁴)	(cm³)		(cm)	(cm⁴)	(cm³)	(cm)
1200	10	1168	16	300	212.80	167.05	3.58	469250	7821	4547	47.0	7210	48	5.82
				350	228.80	179.61	3.78	525328	8755	5020	47.9	11443	654	7.07
				400	244.80	192.17	3.98	581406	9690	5494	48.7	17076	854	8.35
		1164	18	350	242.40	190.28	3.78	571553	9526	5417	48.6	1287[illegible]	736	7.29
				400	260.40	204.41	3.98	634428	10574	5949	49.4	19216	960	8.59
				450	278.40	218.54	4.18	697304	11622	6481	50.0	27347	1215	9.91
	12	1164	18	350	265.68	208.56	3.78	597838	9964	5756	47.4	12879	736	6.96
				400	283.68	222.69	3.98	660713	11012	6288	48.3	19217	961	8.23
				450	301.68	236.82	4.18	723589	12060	6819	49.0	27354	1216	9.52
		1160	20	400	299.20	234.87	3.98	713103	11885	6738	48.8	21350	1068	8.45
				450	319.20	250.57	4.18	782730	13045	7328	49.5	30392	1351	9.76
				500	339.20	266.27	4.38	852356	14206	7918	50.1	41683	1667	11.09

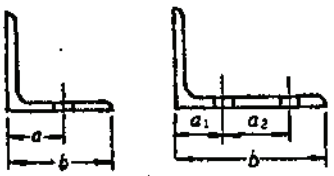
普通工字钢上铆钉和螺栓规线的距离 表附-6-8



工字钢型号	翼缘				腹板	
	b	d	t_k	最大适宜孔径	c	最大适宜孔径
	(mm)				(mm)	
10	68	40	7.5	11	30	11
12.6	74	45	8.0	11	40	13.5
14	80	45	9.0	11	40	15.5
16	88	50	9.5	13.5	50	19.5
18	94	55	10.5	15.5	55	21.5
20a、20b	100、102	60	11.0	15.5	60	23.5
22a、22b	110、112	65	12.0	17.5	65	23.5
25a、25b	116、118	70	12.5	17.5	65	25.5
28a、28b	122、124	75	13.0	19.5	70	25.5
32a、32b、32c	130、132、134	75	14.5	21.5	70	25.5
36a、36b、36c	136、138、140	80	15.5	21.5	70	25.5
40a、40b、40c	142、144、146	85	16.0	23.5	75	25.5
45a、45b、45c	150、152、154	90	17.5	23.5	75	25.5
50a、50b、50c	158、160、162	95	19.5	25.5	80	25.5
56a、56b、56c	166、168、170	100	20.5	25.5	80	25.5
63a、63b、63c	176、178、180	105	21.5	25.5	80	25.5

注：表中的t_k为开孔中心处翼缘的厚度。

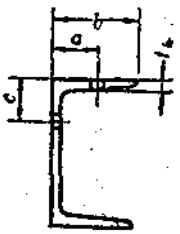
角钢上铆钉和螺栓规线的距离　　表附-6-9



单行孔			双行孔			
角钢肢宽 b	a	最大适宜孔径	角钢肢宽 b	a_1	a_2	最大适宜孔径
(mm)			(mm)			
45	25	11	125	(55)	(35)	23.5
50	30	13.5	140	(60)	(45)	25.5
56	35	15.5		55	60	19.5
63	35	17.5	160	(65)	(50)	25.5
70	40	19.5		60	65	21.5
75	45	21.5	180	65	80	25.5
80	45	21.5	200	80	80	25.5
90	50	23.5				
100	60	23.5				
110	65	25.5				
125	70	25.5				

注：表中括号内的数值为交错排列时的距离。

普通槽钢上铆钉和螺栓规线的距离　　表附-6-10



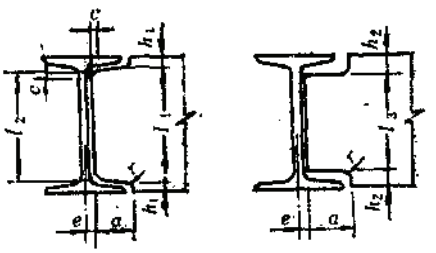
槽钢型号	翼缘				腹板	
	b	a	t_k	最大适宜孔径	c	最大适宜孔径
	(mm)				(mm)	
5	37	20	7.0	9	25	7
6.3	40	25	7.5	11	31.5	11
8	43	25	8.0	11	40	13.5
10	48	30	8.0	13	33	11
12.8	53	30	9.0	15.5	40	13.5
14a、14b	58、60	35	9.5	17.5	45	15.5
16a、16	63、65	40	9.5	17.5	50	19.5
18a、18	68、70	40	10.5	19.5	55	21.5
20a、20	73、75	45	10.5	19.5	60	23.5

续表

槽钢型号	翼缘				腹板	
	b	a	t_k	最大适宜孔径	c	最大适宜孔径
	(mm)				(mm)	
22a、22	77、79	50	11	21.5	65	25.5
25a、25b、25c	78、80、82	50	11.5	21.5	65	25.5
28a、28b、28c	82、84、86	50	12.0	23.5	70	25.5
32a、32b、32c	88、90、92	55	13.5	23.5	70	25.5
36a、36b、36c	96、98、100	65	15.0	25.5	75	25.5
40a、40b、40c	100、102、104	65	17.0	25.5	80	25.5

注：表中的t_k为开孔中心处翼缘的厚度。

普通工字钢（按GB706—65）的平接尺寸 表附-6-11

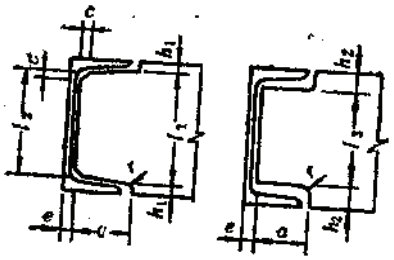


工字钢型号	a	e	r	c	l_1	l_2	h_1	l_3	h_2
	(mm)								
10	32	4	1.5	4	88	79	6	70	15
12.6	35				114	103		94	16
14	38				126	115	7	106	17
16	42		2	5	146	133		122	19
18	44	4.5			164	151	8	140	20
20a	47	5			182	170	9	160	
20b		6							
22a	52	5			202	187		176	22
22b		6							
25a	55	5		6	232	216		204	23
25b		6							
28a	57	6	2.5		260	245	10	232	24
28b		7							
32a	61	6	3		296	280	12	268	26
32b		7							
32c		8							

续表

工字钢型号	a	e	r	c	l_1	l_2	h_1	l_3	h_2
	(mm)								
36a	64	6	3	7	336	318	12	304	28
36b		7							
36c		8							
40a	67	7			374	356	13	342	29
40b		8							
40c		9							
45a	71	7	3.5		424	403		388	31
45b		8							
45c		9							
50a	74	7		8	470	448	15	432	34
50b		8							
50c		9							
56a	77	8	4		528	506	16	490	35
56b		9							
56c		10							
63a	82	8			596	574	17	558	36
63b		9							
63c		10							
12	35	4	1.5	4	108	97	6	88	16
24a	55	5	2	6	222	206	9	194	23
27a	57	6	2.5		250	235	10	222	24
30a	59				278	261	11	248	26
55a	77	8	4	8	518	496	16	480	35

普通槽钢（按GB707—65）的平接尺寸　　**表附-6-12**

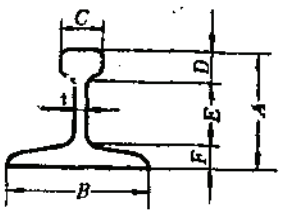


槽钢型号	a	e	r	c	l_1	l_2	h_1	l_3	h_2
	(mm)								
5	33	6	1.5	4	38	32	6	24	13
6.3	36				50	44	7	35	14
8	39			5	66	59		48	16
10	43	7			86	78		68	
12.6	48				110	102	8	92	17
14a	53				124	115		104	18
14b		9							
16a	57	8	2		144	134		124	
16		10							
18a	62	8		6	162	151	9	140	20
18		10							
20a	67	8		7	182	170		156	22
20		10							
22a	71	8		8	200	188	10	172	24
22		10							
25a	72	8			230	218		202	
25b		10							
25c		12							
28a	75	9	2.5		260	247		230	25
28b		11							
28c		13							
32a	81	9		10	298	284	12	264	28
32b		11							
32c		13							

续表

槽钢型号	a	s	r	c	l_1	l_2	h_1	l_3	h_2
	(mm)								
36a	88	10	2.5	12	334	320	13	296	32
36b		12							
36c		14							
40a	90	12	3	13	372	354	14	328	36
40b		14							
40c		16							
6.5	36	6	1.5	4	53	46	6	37	14
12	48	7		5	104	96	8	86	17
24a	72	8	2	8	220	208	10	192	24
27a	76	9	2.5		250	237		220	25
30a	78			9	278	266	11	248	26

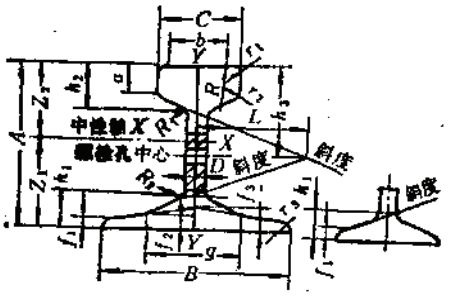
轻轨特征表YB（T）23—86　　表附-6-13



钢轨类型 (kg/m)	轨高 A	底宽 B	头宽 C	头高 D	腰高 E	底高 F	腰厚 t	断面面积 (cm^2)	理论重量 (kg/m)	惯性矩 (cm^4)	截面系数 (cm^3)	回转半径 (cm)
	(mm)											
9	63.50	63.50	32.10	17.48	35.72	10.30	5.90	11.39	8.94	62.41	19.1	2.33
12	69.85	69.85	38.10	19.85	37.70	12.30	7.54	15.54	12.20	98.82	27.6	2.51
15	79.37	79.37	42.86	22.22	43.65	13.50	8.33	19.33	15.20	156.1	38.6	2.83
22	93.60	93.66	50.80	26.99	50.00	16.67	10.72	28.39	22.30	339.0	69.6	3.45
30	107.95	107.95	60.33	30.95	57.55	19.45	12.30	38.32	30.10	606.0	108.0	3.98

常用钢轨特征表

表附-6-14

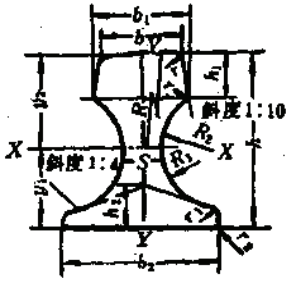


钢轨类型 (kg/m)		主要尺寸 A (mm)	B	C	D	截面面积 F (cm²)	重心距 至轨底 Z_1 (cm)	至轨顶 Z_2	惯性矩 J_x (cm⁴)	J_y	截面系数 轨底 $W_1=\frac{J_x}{Z_1}$ (cm³)	轨顶 $W_2=\frac{J_x}{Z_2}$	$W_3=\frac{J_y}{b/2}$	斜度	理论重量 (kg/m)	通常长度 (m)	标准代号
轻轨	5	50	44	22	4.5	6.41	2.22	2.78	25.2	5.35	11.4	9.1	2.43	1:4	5.03	5～10	YB222-63
	8	65	54	25	7.0	10.76	2.89	3.61	59.3	9.62	20.6	16.4	3.56	1:3.5	8.42	5～10	YB222-63
	11	80.5	66	32	7.0	14.31	3.96	4.09	125	15.1	31.7	30.5	4.58	1:2.78	11.20	6～10	YB222-63
	15	91	76	37	7.0	18.80	4.35	4.75	222	30.2	51.0	46.6	7.94	1:2	14.72	6～12	YB222-63
	18	90	80	40	10.0	23.07	4.29	4.71	240	41.1	56.1	51.0	10.3	1:1.804	18.06	7～12	YB222-63
	24	107	92	51	10.9	31.24	5.305	5.395	486	80.46	91.64	90.12	17.49	1:4	24.46	7～12	YB222-63
重轨	33	120	110	60	12.5	42.5	5.76	6.24	821.9	165.1	142.6	131.8	30	1:4	33.286	12.5	YB350-63
	38	134	114	68	13	49.5	6.67	6.73	1204.4	209.3	180.6	178.9	36.7	1:3	38.733	12.5,25	GB183-63
	43	140	114	70	14.5	57.0	6.90	7.10	1489	260	217.3	208.3	45	1:3	44.653	12.5,25	GB182-63
	50	152	132	70	15.5	65.8	7.10	8.10	2037	377	287.2	251.3	57.1	1:4	51.514	12.5,25	GB181-63

钢轨类型 (kg/m)		尺寸 (mm) h_1	h_2	h_3	a	b	g	f_1	f_2	f_3	r_1	r_2	r_3	S_1	S_2	S_3	φ	R	R_1	R_2	L
轻轨	5	9.0	12	27.8	9.25			3.5			4	2	2	26	52		13		4	4	58
	8	12	17	35	13.4			4.3			5	3	2.5	32	70		16		5	5	63
	11	12.5	23	45.5	17.25	19.4	33.3	4			7	2	3.5	44	100		16	95	5	5	62.5
	15	16.25	28.75	51.75	19.5	24.2	37	4.5	6.5	9	7	2.5	4	47	100		19	146.25	5	5	46
	18	20	32	61	20.9	28.2	36.1	4.25	7	9.4	7	4	4	46.6	100		19	90	4.5	4.5	34.3
	24	17	32	61	23.28	26.13		5.5	10	14.75	13	3	4	60	100		22	300	5	8	
重轨	33	21	35	67	27.5	35.5		7.3			13	3	4	66	160		29	300	7	10	
	38	24	39	74.5	27.7	43.9	79	9	10.8		13	4	4	56	110	160	29	300	7	7	
	43	27	42	77.5	30.4	46	78	11	14		13	2	4	56	110	160	29	300	5,10	15	
	50	27	42	83.5	33.3	46		10.5			13	2.5	4	66	150	140	31	300	5,12	20	

起重机钢轨特征表

表附-6-15



钢轨标号	截面面积 (cm²)	重心距离 y_1 (cm)	重心距离 y_2 (cm)	惯性矩 J_x (cm⁴)	惯性矩 J_y (cm⁴)	截面系数 $W_1=\frac{J_x}{Y_1}$ (cm³)	截面系数 $W_2=\frac{J_x}{Y_2}$ (cm³)	截面系数 $W_3=\frac{J_y}{b_2/2}$ (cm³)	理论重量 (kg/m)	尺寸 b (cm)	b_1	b_2	S	h	h_1	h_2	R	R_1	R_2	r	r_1	r_2
QU70	67.3	5.93	6.07	1081.99	327.16	182.46	178.12	54.53	52.8	70	76.5	120	28	120	32.5	24	400	23	38	6	6	1.5
QU80	81.13	6.43	6.57	1547.40	482.39	240.65	235.52	74.21	63.69	80	87	130	32	130	35	26	400	26	44	8	6	1.5
QU100	113.32	7.60	7.40	2864.73	940.98	376.94	387.12	125.45	88.96	100	108	150	38	150	40	30	450	30	50	8	8	2
QU120	150.44	8.43	8.57	4923.79	1694.83	584.08	574.54	199.39	118.1	120	129	170	44	170	45	35	500	34	56	8	8	2

注：钢轨的标准长度为：9、9.5、10、10.5、11、11.5、12、12.5m。

普通热轧扁钢规格及理论重量(GB704—65)

表附-6-16

宽度(mm)	厚度(mm) 3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	14	16	18	20	22	25	28	30	32	36	40	45	50	56	60	宽度(mm)
	理论重量(kg/m)																									
10	0.24	0.31	0.39	0.47	0.55	0.63																				10
12	0.28	0.36	0.47	0.57	0.66	0.75																				12
14	0.33	0.44	0.55	0.66	0.77	0.88																				14
16	0.38	0.50	0.63	0.75	0.88	1.00	1.15	1.26																		16
18	0.42	0.57	0.71	0.85	0.99	1.13	1.27	1.41																		18
20	0.47	0.63	0.79	0.94	1.10	1.26	1.41	1.57	1.73	1.88																20
22	0.52	0.69	0.86	1.04	1.21	1.38	1.55	1.73	1.90	2.07																22
25	0.59	0.79	0.98	1.18	1.37	1.57	1.77	1.96	2.16	2.36	2.75	3.14														25
28	0.66	0.88	1.10	1.32	1.54	1.76	1.98	2.20	2.42	2.64	3.08	3.53														28
30	0.71	0.94	1.18	1.41	1.65	1.88	2.12	2.36	2.59	2.83	3.36	3.77	4.24	4.71												30
32	0.75	1.01	1.25	1.50	1.76	2.01	2.26	2.54	2.76	3.01	3.51	4.02	4.52	5.02												32
36	0.85	1.13	1.41	1.69	1.97	2.26	2.51	2.82	3.11	3.39	3.95	4.52	5.09	5.65												36
40	0.94	1.26	1.57	1.88	2.20	2.51	2.83	3.14	3.45	3.77	4.40	5.02	5.65	6.28	6.91	7.85	8.79									40
45	1.06	1.41	1.77	2.12	2.47	2.83	3.18	3.53	3.89	4.24	4.95	5.65	6.36	7.07	7.77	8.83	9.89	10.60	11.30	12.72						45
50	1.18	1.57	1.96	2.36	2.75	3.14	3.53	3.93	4.32	4.71	5.50	6.28	7.07	7.85	8.64	9.81	10.99	11.78	12.56	14.13						50
56	1.32	1.76	2.20	2.64	3.08	3.52	3.95	4.39	4.83	5.27	6.15	7.03	7.91	8.79	9.67	10.99	12.31	13.19	14.07	15.82						56
60	1.41	1.88	2.36	2.83	3.30	3.77	4.24	4.71	5.18	5.65	6.59	7.54	8.48	9.42	10.36	11.78	13.19	14.13	15.07	16.95	18.84	21.20				60
63	1.48	1.98	2.47	2.97	3.46	3.95	4.45	4.94	5.44	5.93	6.92	7.91	8.90	6.69	10.88	12.36	13.85	14.34	15.82	17.80	19.78	22.25				63
65	1.53	2.04	2.55	3.06	3.57	4.08	4.59	5.10	5.61	6.12	7.14	8.16	9.19	10.21	11.23	12.76	14.29	15.31	16.33	18.37	20.41	22.96				65

续表

宽度 (mm)	厚度 (mm) 3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	14	16	18	20	22	25	28	30	32	35	40	45	50	55	60	宽度 (mm)
	理论重量 (kg/m)																									
70	1.65	2.20	2.75	3.30	3.85	4.40	4.95	5.50	6.04	6.59	7.69	8.79	9.89	10.99	12.09	13.74	15.39	16.49	17.58	19.78	21.98	24.73				70
75	1.77	2.36	2.94	3.53	4.12	4.71	5.30	5.89	6.48	7.07	8.24	9.42	10.60	11.78	12.95	14.72	16.49	17.66	18.84	21.19	23.55	26.48				75
80	1.88	2.51	3.14	3.77	4.40	5.02	5.65	6.28	6.91	7.54	8.79	10.05	11.30	12.56	13.82	15.70	17.58	18.84	20.09	22.61	25.12	28.26	31.40	35.17		80
85	2.00	2.67	3.34	4.00	4.67	5.34	6.01	6.67	7.34	8.01	9.34	10.68	12.01	13.35	14.68	16.68	18.68	20.02	21.35	24.02	26.69	30.03	33.36	37.36	40.04	85
90	2.12	2.83	3.53	4.24	4.95	5.65	6.36	7.07	7.77	8.48	9.89	11.30	12.72	14.13	15.54	17.66	19.78	21.20	22.61	25.43	28.26	31.79	35.32	39.56	42.39	90
95	2.24	2.98	3.73	4.47	5.22	5.97	6.71	7.46	8.20	8.95	10.44	11.93	13.42	14.92	16.41	18.84	20.88	22.37	23.86	26.85	29.83	33.56	37.29	41.76	44.75	95
100	2.36	3.14	3.93	4.71	5.50	6.28	7.07	7.85	8.64	9.42	10.99	12.56	14.13	15.70	17.27	19.63	21.98	23.55	25.12	28.26	31.40	35.33	39.25	43.96	47.10	100
105	2.47	3.30	4.12	4.95	5.77	6.59	7.42	8.24	9.07	9.89	11.54	13.19	14.84	16.49	18.13	20.61	23.08	24.73	26.37	29.67	32.97	37.07	41.21	46.16	49.46	105
110	2.59	3.45	4.32	5.18	6.04	6.91	7.77	8.64	9.50	10.36	12.09	13.82	15.54	17.27	19.00	21.59	24.18	25.91	27.63	31.09	34.54	38.86	43.18	48.35	51.81	110
120	2.83	3.77	4.71	5.65	6.59	7.54	8.48	9.42	10.36	11.30	13.19	15.07	16.96	18.84	20.72	23.55	26.38	28.26	30.14	32.91	37.68	42.39	47.10	52.75	56.52	120
125	2.94	3.93	4.91	5.89	6.87	7.85	8.83	9.81	10.79	11.78	13.74	15.70	17.66	19.63	21.59	24.53	27.48	29.44	31.40	35.32	39.25	44.16	49.06	54.95	58.88	125
130	3.06	4.08	5.10	6.12	7.14	8.16	9.18	10.21	11.23	12.25	14.29	16.33	18.37	20.41	22.45	25.51	28.57	30.62	32.65	36.73	40.82	45.92	51.03	57.14	61.23	130
140	3.30	4.40	5.50	6.59	7.69	8.79	9.89	10.99	12.09	13.19	15.39	17.58	19.78	21.98	24.18	27.48	30.77	32.97	35.17	39.56	43.96	49.46	54.95	61.54	65.94	140
150	3.53	4.71	5.89	7.07	8.24	9.42	10.60	11.78	12.95	14.13	16.49	18.84	21.20	23.55	25.91	29.44	32.97	35.33	37.68	42.39	47.10	52.99	58.88	65.95	70.65	150
160	3.77	5.03	6.28	7.54	8.79	10.05	11.30	12.56	13.82	15.07	17.58	20.10	22.61	25.12	27.63	31.40	35.17	37.63	40.19	45.22	50.24	56.52	62.80	70.33	75.36	160
170	4.00	5.34	6.67	8.01	9.34	10.68	12.01	13.35	14.68	16.01	18.68	21.35	24.02	26.09	29.36	33.36	37.37	40.04	40.70	48.04	53.38	60.05	66.73	74.73	80.07	170
180	4.24	5.65	7.07	8.48	9.89	11.30	12.72	14.13	15.54	16.96	19.78	22.61	25.43	28.26	31.09	35.33	39.56	42.39	45.22	50.87	56.52	63.59	70.65	79.12	84.78	180
190	4.47	5.97	7.46	8.95	10.44	11.93	13.42	14.92	16.41	17.90	20.88	23.86	26.85	29.83	32.81	37.29	41.76	44.75	47.72	53.69	59.66	67.12	74.58	83.52	89.49	190
200	4.71	6.28	7.85	9.42	10.99	12.56	14.13	15.70	17.27	18.84	21.98	25.12	28.26	31.40	34.54	39.25	43.96	47.10	50.24	56.52	62.80	70.65	78.50	87.92	94.20	200

热轧薄钢板规格尺寸(GB708—65) 表附-6-17

厚度 (mm)	宽度 (mm)												
	500	600	710	750	800	850	900	950	1000	1100	1250	1400	1500
	长度 (mm)												
0.35、0.4、0.45、0.5、0.55、0.6、0.7、0.75		1200		1000									
	1000	1500	1000	1500	1500		1500	1500					
	1500	1800	1420	1800	1600	1700	1800	1900	1500				
	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000				
0.8、0.9				1500	1500	1500	1500	1500					
	1000	1200	1420	1800	1600	1700	1800	1900	1500				
	1500	1420	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000				
1.0、1.1				1000			1000						
1.2、1.25	1000	1200	1000	1500	1500	1500	1500	1500					
1.4、1.5	1500	1420	1420	1800	1600	1700	1800	1900	1500				
1.6、1.8	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000				
2.0、2.2							1000						
2.5、2.8	500	600	1000	1500	1500	1500	1500	1500	1500	2200	2500	2800	
	1000	1200	1420	1800	1600	1700	1500	1900	2000	3000	3000	3000	3000
	1500	1500	2000	2000	2000	2000	2000	2000	3000	4000	4000	4000	4000
3.0、3.2				1000			1000					2800	
3.5、3.8				1500	1500	1500	1500	1500	2000	2200	2500	3000	3000
4.0	500	600	1420	1800	1600	1700	1800	1900	3000	3000	3000	3500	3500
	1000	1200	2000	2000	2000	2000	2000	2000	4000	4000	4000	4000	4000

热轧钢板的理论重量 表附-6-18

厚度 (mm)	理论重量 (kg/m²)	厚度 (mm)	理论重量 (kg/m²)	厚度 (mm)	理论重量 (kg/m²)
0.35	2.748	4.5	35.33	25	196.30
0.40	3.140	5.0	39.25	26	204.10
0.45	3.533	5.5	43.18	27	212.00
0.50	3.925	6.0	47.10	28	219.80
0.55	4.318	7.0	54.95	29	227.70
0.60	4.710	8.0	62.80	30	235.50
0.70	5.495	9.0	70.65	32	251.20
0.75	5.888	10.0	78.50	34	266.90
0.80	6.280	11	86.35	36	282.60
0.90	7.065	12	94.20	38	298.30
1.00	7.850	13	102.10	40	314.00
1.10	8.635	14	109.90	42	329.70
1.20	9.420	15	117.80	44	345.40
1.50	11.78	16	125.60	46	361.10
2.0	15.70	17	133.50	48	376.80
2.2	17.27	18	141.30	50	392.50
2.5	19.63	19	149.20	52	408.20
2.8	21.98	20	157.00	54	423.90
3.0	23.55	21	164.90	56	439.60
3.2	25.12	22	172.70	58	455.30
3.5	27.48	23	180.60	60	471.00
3.8	29.83	24	188.40		
4	31.40				

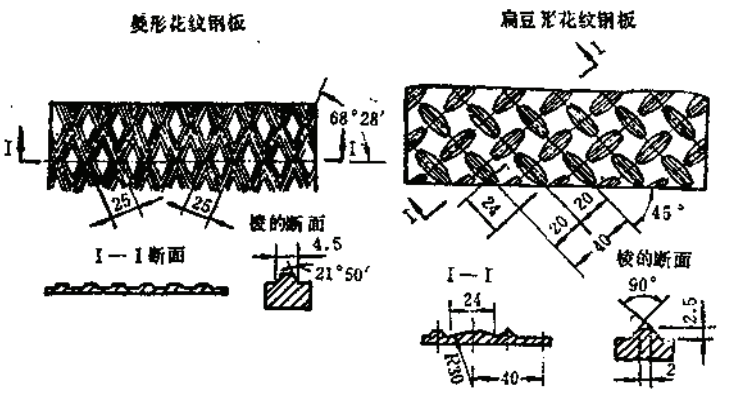
热轧厚钢板的规格尺寸（GB709—65）　　表附-6-19

厚度 (mm)	宽度 (m) 0.6～1.2	>1.2～1.5	>1.5～1.6	>1.6～1.7	>1.7～1.8	>1.8～2.0	>2.0～2.2	>2.5～2.5	>2.5～2.8	>2.8～3.0
	最大长度 (m)									
4.5～5.5	12	12	12	12	12	6	—	—	—	—
6～7	12	12	12	12	12	10	—	—	—	—
8～10	12	12	12	12	12	12	9	9	—	—
11～15	12	12	12	12	12	12	9	8	8	8
16～20	12	12	12	10	10	9	8	7	7	7
21～25	12	11	11	10	9	8	7	6	6	6
26～30	12	10	9	9	9	8	7	6	6	6
32～34	12	9	8	7	7	7	7	7	6	5
36～40	10	8	7	7	6.5	6.5	5.5	5.5	5	—
42～50	9	8	7	7	6.5	6	5	4	—	—
52～60	8	6	6	6	5.5	5	4.5	4	—	—

注：1.钢板厚度>4～6mm的，其厚度间隔为0.5mm；>6～30mm的，其厚度间隔为1mm；>30～60mm，其厚度间隔为2mm。

2.钢板宽度间隔为50mm，但不得小于600mm长度为100mm的倍数，但不得小于1200mm。

花纹钢板的基本厚度、纹高尺寸和理论重量（YB184—65）　　表附-6-20

图示	基本厚度 (mm)	纹高 (mm) 菱形	纹高 (mm) 扁豆形	理论重量 (kg/m²) 菱形	理论重量 (kg/m²) 扁豆形
	3	1.0	2.5	25.6	26.6
	4	1.0	2.5	33.4	34.4
	5	1.5	2.5	42.3	42.3
	6	1.5	2.5	50.1	50.1
用途	用于井架平台、栈桥、楼梯、踏板等防滑的地方				

热轧无缝钢管的品种和理论重量（YB231—70）

表附-6-21

外径 (mm)	壁厚 (mm) 2.5	3	3.5	4	4.5	5	5.5	6.0	6.5	7	7.5	8	8.5	9	9.5	10	11	12	13	14	15	16
	理论重量 (kg/m)																					
32	1.82	2.15	2.46	2.76	3.05	3.33	3.59	3.85	4.09	4.32	4.53	4.74										
38	2.19	2.59	2.98	3.35	3.72	4.07	4.41	4.74	5.05	5.35	5.64	5.92										
42	2.44	2.89	3.35	3.75	4.16	4.56	4.95	5.33	5.69	6.04	6.38	6.71	7.02	7.32	7.60	7.88						
45	2.62	3.11	3.58	4.04	4.49	4.93	5.36	5.77	6.17	6.56	6.94	7.30	7.65	7.99	8.32	8.63						
50	2.93	3.48	4.01	4.54	5.05	5.55	6.04	6.51	6.97	7.42	7.86	8.29	8.70	9.10	9.49	9.86						
54		3.77	4.36	4.93	5.49	6.04	6.58	7.10	7.61	8.11	8.60	9.08	9.54	9.98	10.43	10.85	11.67					
57		4.00	4.62	5.23	5.83	6.41	6.99	7.55	8.10	8.63	9.16	9.67	10.17	10.65	11.13	11.59	12.48	13.32	14.11			
60		4.22	4.88	5.52	6.16	6.78	7.39	7.99	8.58	9.15	9.71	10.26	10.80	11.32	11.83	12.33	13.29	14.21	15.07	15.88		
63.5		4.48	5.18	5.87	6.55	7.21	7.87	8.51	9.14	9.75	10.36	10.95	11.53	12.10	12.65	13.19	14.24	15.24	16.19	17.09		
68		4.81	5.57	6.31	7.05	7.77	8.48	9.17	9.86	10.53	11.19	11.84	12.47	13.10	13.71	14.30	15.46	16.57	17.63	18.64	19.61	20.52
70		4.96	5.74	6.51	7.27	8.01	8.75	9.47	10.18	10.88	11.56	12.23	12.89	13.54	14.17	14.80	16.01	17.16	18.27	19.33	20.35	21.31
73		5.18	6.00	6.81	7.60	8.38	9.16	9.91	10.66	11.39	12.11	12.82	13.52	14.21	14.88	15.54	16.82	18.05	19.24	20.37	21.46	22.49
76		5.40	6.25	7.10	7.93	8.75	9.56	10.36	11.14	11.91	12.67	13.42	14.15	14.87	15.58	16.28	17.63	18.94	20.20	21.41	22.57	23.68
83			6.86	7.79	8.71	19.62	10.51	11.39	12.26	13.12	13.96	14.80	15.62	16.42	17.22	18.00	19.53	21.01	22.44	23.82	25.15	26.44
89			7.38	8.38	9.38	10.36	11.33	12.28	13.22	14.16	15.07	15.98	16.87	17.76	18.63	19.48	21.16	22.79	24.37	25.89	27.37	28.80
95			7.90	8.98	10.04	11.10	12.14	13.17	14.10	15.19	16.18	17.16	18.13	19.09	20.03	20.96	22.79	24.56	26.29	27.97	29.59	31.17
102			8.50	9.67	10.82	11.96	13.09	14.21	15.31	16.40	17.48	18.55	19.60	20.64	21.67	22.69	24.69	26.63	28.53	30.38	32.18	33.93
108				10.26	11.49	12.70	13.90	15.09	16.27	17.44	18.59	19.73	20.86	21.97	23.08	24.17	26.31	28.41	30.46	32.45	34.40	36.30
114				10.85	12.15	13.44	14.72	15.98	17.23	18.47	19.70	20.91	22.12	23.31	24.48	25.65	27.94	30.19	32.38	34.53	36.62	38.67
121				11.54	12.93	14.30	15.67	17.02	18.35	19.68	20.99	22.29	23.58	24.86	26.12	27.37	29.84	32.26	34.62	36.94	39.21	41.43
127				12.13	13.59	15.04	16.48	17.90	19.32	20.72	22.10	23.48	24.84	26.19	27.53	28.85	31.47	34.03	36.55	39.01	41.43	43.80
133				12.73	14.26	15.78	17.29	18.79	20.28	21.75	23.21	24.66	26.10	27.52	28.93	30.33	33.10	35.81	38.47	41.09	43.65	46.17
140					15.04	16.65	18.24	19.83	21.40	22.96	24.51	26.04	27.57	29.08	30.57	32.06	34.99	37.88	40.72	43.50	46.24	48.93
146					15.70	17.39	19.06	20.72	22.36	24.00	25.62	27.23	28.82	30.41	31.98	33.54	36.62	39.66	42.64	45.57	48.46	51.30
152					16.37	18.13	19.87	21.60	23.32	25.03	26.73	28.41	30.08	31.74	33.39	35.02	38.25	41.43	44.56	47.65	50.68	53.66
159					17.15	18.99	20.82	22.64	24.45	26.24	28.02	29.79	31.55	33.29	35.03	36.76	40.15	43.50	46.81	50.06	53.27	56.43
168						20.10	22.04	23.97	25.89	27.79	29.69	31.57	33.43	35.29	37.13	38.97	42.59	46.17	49.69	53.17	56.60	59.98
180						21.59	23.70	25.75	27.70	29.87	31.91	33.93	35.95	37.95	39.95	41.92	45.85	49.72	53.54	57.31	61.04	64.71
194						23.31	25.60	27.82	30.00	32.28	34.50	36.70	38.89	41.06	43.23	45.38	49.64	53.86	58.03	62.15	66.22	70.24
203								29.14	31.50	33.83	36.16	38.47	40.77	43.05	45.33	47.59	52.08	56.52	60.91	65.94	69.54	73.78
219								31.52	34.06	36.60	39.12	41.63	44.12	46.61	49.08	51.54	56.43	61.26	66.04	70.78	75.46	80.10
245									38.23	41.09	43.85	46.76	49.56	52.38	55.17	57.95	63.48	68.95	74.38	79.76	83.08	90.36
273									42.64	45.92	49.10	52.28	55.45	58.60	61.73	64.86	71.07	77.24	83.36	89.42	95.44	101.41
299											53.91	57.41	60.89	64.37	67.83	71.27	78.13	84.93	91.69	98.40	105.06	111.67
325											58.74	62.54	66.35	70.14	73.92	77.68	85.18	92.63	100.03	107.38	114.68	121.93
351												67.67	71.80	75.91	80.01	84.10	92.23	100.32	108.36	116.35	124.29	132.19
377														81.62	86.10	90.51	99.29	108.02	117.00	125.33	133.91	142.44
402														87.21	91.95	96.67	106.06	115.41	124.71	133.94	143.15	152.30
426														92.55	97.57	102.59	112.58	122.52	132.41	142.25	152.04	161.78

常用螺旋焊缝电焊管的规格及重量表

表附-6-22

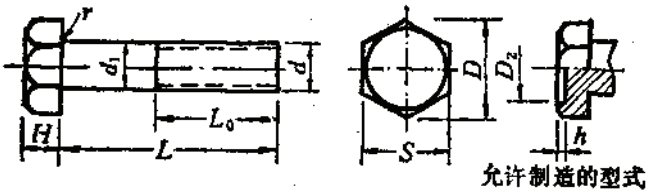
外径 (mm)	壁厚 (mm)								
	6	7	8	9	10	11	12	13	14
	理论重量 (kg/m)								
219	32.02	37.10	42.13	47.11					
245	35.86	41.59	47.26	52.88					
273	40.01	46.42	52.78	59.10					
325	47.70	55.40	63.04	70.64					
377	55.40	64.37	73.30	82.18	91.01				
426	62.65	72.83	82.97	93.05	103.09	113.08	123.02	132.91	
529	77.89	90.61	103.29	115.92	128.49	141.02	153.50	165.93	
630	92.83	108.05	123.22	138.33	153.40	168.42	183.39	198.31	
720	106.15	123.59	140.97	158.31	175.60	192.84	210.02	227.36	

圆钢、方钢和六角钢截面特性表（GB702—72，GB705—65）　　表附-6-23

类别	圆钢					方钢		六角钢		类别	圆钢					方钢		六角钢	
d或a (mm)	截面面积 (cm²)	每米重量 (kg/m)	I (cm⁴)	W (cm³)	r (cm)	截面面积 (cm²)	每米重量 (kg/m)	截面面积 (cm²)	每米重量 (kg/m)	d或a (mm)	截面面积 (cm²)	每米重量 (kg/m)	I (cm⁴)	W (cm³)	r (cm)	截面面积 (cm²)	每米重量 (kg/m)	截面面积 (cm²)	每米重量 (kg/m)
8	0.50	0.39	0.02	0.05	0.20	0.64	0.50	0.55	0.44	33	8.55	6.71	5.82	3.53	0.83	10.89	8.55		
9	0.64	0.50	0.03	0.07	0.22	0.81	0.64	0.70	0.55	34	9.08	7.13	6.56	3.86	0.85	11.56	9.07	10.01	7.86
10	0.79	0.62	0.05	0.10	0.25	1.00	0.79	0.87	0.68	35	9.62	7.55	7.37	4.21	0.88	12.25	9.62		
11	0.95	0.75	0.07	0.13	0.28	1.21	0.95	1.05	0.82	36	10.18	7.99	8.24	4.58	0.90	12.96	10.17	11.22	8.81
12	1.13	0.89	0.10	0.17	0.30	1.44	1.13	1.25	0.98	38	11.34	8.90	10.24	5.39	0.95	14.44	11.34	12.51	9.82
13	1.33	1.04	0.14	0.22	0.32	1.69	1.33	1.46	1.15	40	12.57	9.86	12.57	6.28	1.00	16.00	12.56	13.86	10.88
14	1.54	1.21	0.19	0.27	0.35	1.96	1.54	1.70	1.33	42	13.85	10.88	15.27	7.27	1.05	17.64	13.85	15.28	11.99
15	1.77	1.39	0.25	0.33	0.38	2.25	1.77	1.95	1.53	45	15.90	12.48	20.13	8.95	1.12	20.25	15.90	17.54	13.77
16	2.01	1.58	0.32	0.40	0.40	2.56	2.01	2.22	1.74	48	18.10	14.21	20.06	10.86	1.20	23.04	18.09	19.95	15.66
17	2.27	1.78	0.41	0.48	0.43	2.89	2.27	2.50	1.96	50	19.63	15.41	36.68	12.27	1.25	25.00	19.63	21.65	17.00
18	2.54	2.00	0.52	0.57	0.45	3.24	2.54	2.81	2.20	52	21.24	16.67	35.89	13.80	1.30	27.04	21.23		
19	2.84	2.23	0.64	0.67	0.48	3.61	2.83	3.13	2.45	55	23.76	18.65	44.92	16.33	1.38	30.25	23.75		
20	3.14	2.47	0.79	0.79	0.50	4.00	3.14	3.46	2.72	56	24.63	19.33	48.27	17.24	1.40	31.36	24.62	27.16	21.32
21	3.46	2.72	0.95	0.91	0.52	4.41	3.46	3.82	3.00	58	26.42	20.74	55.55	19.16	1.45	33.64	26.41	29.13	22.87
22	3.80	2.98	1.15	1.05	0.55	4.84	3.80	4.19	3.29	60	28.27	22.20	63.62	21.21	1.50	36.00	28.26	31.18	24.47
23	4.15	3.26	1.37	1.19	0.58	5.29	4.15	4.58	3.60	63	31.17	24.47	77.33	24.55	1.58	39.69	13.16	34.37	26.98
24	4.52	3.55	1.63	1.36	0.60	5.76	4.52	4.99	3.92	65	33.18	26.05	87.62	26.96	1.63	42.25	33.17	36.59	28.72
25	4.91	3.85	1.92	1.53	0.63	6.25	4.91	5.41	4.25	68	36.32	28.51	104.96	30.87	1.70	46.24	36.30	40.05	31.44
26	5.31	4.17	2.24	1.73	0.65	6.76	5.31	5.85	4.60	70	38.48	30.21	117.86	33.67	1.75	49.00	38.46	42.44	33.31
27	5.73	4.49	2.61	1.93	0.68	7.29	5.72	6.31	4.96	75	44.18	34.68	155.32	41.42	1.88	56.25	44.16		
28	6.16	4.83	3.02	2.16	0.70	7.84	6.15	6.79	5.33	80	50.27	39.46	201.06	50.27	2.00	64.00	50.24		
29	6.61	5.19	3.47	2.39	0.73	8.41	6.60			85	56.75	44.54	256.24	60.29	2.13	72.25	56.72		
30	7.07	5.55	3.98	2.65	0.75	9.00	7.07	7.79	6.12	90	63.62	49.94	322.06	71.57	2.25	81.00	63.58		
31	7.55	5.92	4.53	2.92	0.77	9.61	7.54			95	70.88	55.64	399.82	84.17	2.38	90.25	70.85		
32	8.04	6.31	5.15	3.22	0.80	10.24	8.04	8.87	6.96	100	78.54	61.65	490.87	98.17	2.50	100.00	78.50		

注：1. I为截面惯性矩，W为截面抵抗矩，r为回转半径。

粗制六角头螺栓尺寸（GB5—76）　　**表附-6-24**



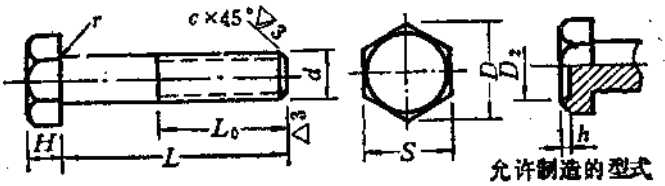
允许制造的型式

尺寸 (mm)									
S	19	22	24	27	30	32	36	41	46
H	8	9	10	12	13	14	15	17	19
d_1	12	14	16	18	20	22	24	27	30
$r\leqslant$	0.8		1.0				1.5		
D	21.9	25.4	27.7	31.2	34.6	36.9	41.6	47.3	53.1
螺栓直径d	12	(14)	16	(18)	20	(22)	24	(27)	30
L	L_0								
25	25	25							
30	30	30	30						
35	35	35	35	35	35				
40	30 | 40	40	40	40	40				
45	30 | 45	35 | 45	45	45	45				
50	30	35 | 50	40 | 50	50	50	50			
55	30	35	40 | 55	45 | 55	55	55	55		
60	30	35	40 | 60	45 | 60	50 | 60	60	60	60	60
65	30	35	40	45 | 65	50 | 65	55 | 65	65	65	65
70	30	35	40	45	50 | 70	55 | 70	60 | 70	70	70
75	30	35	40	45	50	55 | 75	60 | 75	65 | 75	75
80	30	35	40	45	50	55	60 | 80	65 | 80	70 | 80
90	30	35	40	45	50	55	60	65	70 | 90
100	30	35	40	45	50	55	60	65	70
110	30	35	40	45	50	55	60	65	70
120	30	35	40	45	50	55	60	65	70
130	30	35	40	45	50	55	60	65	70
140	30	35	40	45	50	55	60	65	70
150	30	35	40	45	50	55	60	65	70
160	30	35	40	45	50	55	60	65	70
180	30	35	40	45	50	55	60	65	70
200	30	35	40	45	50	55	60	65	70
220	30	35	40	45	50	55	60	65	70
240	30	35	40	45	50	55	60	65	70
260	30	35	40	45	50	55	60	65	70
280	30	35	40	45	50	55	60	65	70
300	30	35	40	45	50	55	60	65	70

注：1.括号内的尺寸尽可能不采用。

2.L_0栏中，若有两个数值时，左边数值表示螺纹长度，右边数值表示允许螺栓杆上全部制出螺纹。

精制六角头螺栓尺寸（GB30—76） **表附-6-25**



尺寸 (mm)									
S	19	22	24	27	30	32	36	41	46
H	8	9	10	12	13	14	15	17	19
r	0.6			1					
D	21.9	25.4	27.7	31.2	34.6	36.9	41.6	47.3	53.1
螺栓直径d	12	(14)	16	(18)	20	(22)	24	(27)	30
L	L_0								
(14)	14								
16	16	16							
(18)	18	18	18						
20	20	20	20	20					
(22)	22	22	22	22					
25	25	25	25	25	25				
(28)	28	28	28	28	28				
30	30	30	30	30	30	30			
(32)	32	32	32	32	32	32	32		
35	35	35	35	35	35	35	35	35	
(38)	30 | 38	38	38	38	38	38	38	38	
40	30 | 40	40	40	40	40	40	40	40	40
45	30 | 45	35 | 45	45	45	45	45	45	45	45
50	30	35 | 50	40 | 50	50	50	50	50	50	50
55	30	35	40 | 55	45 | 55	55	55	55	55	55
60	30	35	40 | 60	45 | 60	50 | 60	60	60	60	60
65	30	35	40	45 | 65	50 | 65	55 | 65	65	65	65
70	30	35	40	45	50 | 70	55 | 70	60 | 70	70	70
75	30	35	40	45	50	55 | 75	60 | 75	65 | 75	75
80	30	35	40	45	50	55	60 | 80	65 | 80	70 | 80
85	30	35	40	45	50	55	60	65 | 85	70 | 85
90	30	35	40	45	50	55	60	65	70 | 90
95	30	35	40	45	50	55	60	65	70
100	30	35	40	45	50	55	60	65	70
110	30	35	40	45	50	55	60	65	70
120	30	35	40	45	50	55	60	65	70
130	30	35	40	45	50	55	60	65	70
140	30	35	40	45	50	55	60	65	70
150	30	35	40	45	50	55	60	65	70
160	30	35	40	45	50	55	60	65	7
170	30	35	40	45	50	55	60	65	70
180	30	35	40	45	50	55	60	65	70
190	30	35	40	45	50	55	60	65	70
20	30	35	40	45	50	55	60	65	70
210	30	35	40	45	50	55	60	65	70
220	30	35	40	45	50	55	60	65	70
230				45	50	55	60	65	70
240				45	50	55	60	65	70
250							60	65	70
260							60	65	70

粗制六角头螺栓重量（GB5—76）　　表附-6-26

螺栓杆长 L (mm)	直径 d (mm) 12	(14)	16	(18)	20	(22)	24	(27)	30
	每 1000 个钢螺栓的重量 (kg)								
25	37.59	54.17							
30	41.22	59.14	78.71						
35	44.85	64.11	85.37	116.7	151.5				
40	49.29	69.08	92.03	125.0	161.9				
45	53.73	75.12	98.69	133.3	172.3				
50	58.17	81.16	106.3	141.6	182.7	224.4			
55	62.61	87.20	114.2	151.6	193.1	237.2	304.7		
60	67.05	93.24	122.1	161.6	205.4	250.0	319.7	435.7	554.9
65	71.49	99.28	130.0	171.6	217.7	264.9	334.7	455.0	578.6
70	75.93	105.3	137.9	181.6	230.0	279.8	352.5	474.3	602.3
75	80.37	111.3	145.8	191.6	242.3	294.7	370.3	496.8	626.0
80	84.81	117.3	153.7	201.6	254.6	309.6	388.1	519.3	653.7
90	93.69	129.3	169.5	221.6	279.2	339.4	423.7	564.3	709.1
100	102.6	141.3	185.3	241.6	303.8	369.2	459.3	609.3	764.5
110	111.4	153.3	201.1	261.6	328.9	399.0	494.9	654.3	819.9
120	120.2	165.3	216.9	281.6	353.5	428.8	530.5	699.3	875.3
130	129.1	177.4	232.7	301.6	378.2	458.7	566.0	744.2	930.8
140	138.0	189.5	248.5	321.6	402.9	488.6	601.5	789.1	986.3
150	146.9	201.6	264.3	341.6	427.6	518.5	637.0	834.0	1042
160	155.8	213.7	280.1	361.6	452.3	548.4	672.5	878.9	1098
180	173.6	237.9	311.7	401.6	501.7	608.2	743.5	968.7	1210
200	191.4	262.1	343.3	441.6	551.1	668.0	8.4.5	1059	1322
220	209.2	286.3	374.9	481.6	600.5	727.8	885.5	1149	1434
240	227.0	310.5	406.5	521.6	649.9	787.6	956.5	1239	1546
260	244.8	334.7	438.1	561.6	699.3	847.4	1028	1329	1658
280			469.7	601.6	748.7	907.2	1099	1419	1770
300			501.3	641.6	798.1	967.0	1170	1509	1882

注：1.括号内的尺寸尽可能不采用。
　　2.螺栓重量为近似值。

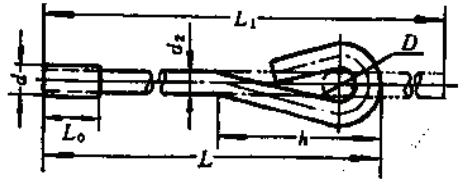
精制六角头螺栓重量(GB30—76) 表附·6-27

螺栓杆长 L (mm)	直径 d (mm) 12	(14)	16	(18)	20	(22)	24	(27)	30
	每1000个钢螺栓的重量(kg)								
(14)	29.61								
16	31.06	45.22							
(18)	32.51	47.21	62.73						
20	33.96	49.20	65.39	91.84					
(22)	35.41	51.19	68.05	95.14					
25	37.59	54.17	72.05	100.1	130.7				
(28)	39.77	57.15	76.05	105.1	136.9				
30	41.22	59.14	78.71	108.4	141.1	173.2			
(32)	42.67	61.13	81.37	111.7	145.3	178.3	226.7		
35	44.85	64.11	85.37	116.7	151.5	186.0	235.7	327.6	
(38)	47.51	67.09	89.37	121.7	157.7	193.7	244.7	339.2	
40	49.29	69.08	92.03	125.0	161.9	198.8	250.7	348.9	460.1
45	53.73	75.12	98.69	133.3	172.3	211.6	265.7	366.2	483.8
50	58.17	81.16	106.3	141.6	182.7	224.4	289.7	397.1	507.5
55	62.61	87.20	114.2	151.6	193.1	237.2	304.7	418.4	531.2
60	67.05	93.24	122.1	161.6	205.4	250.0	319.7	435.7	554.9
65	71.49	99.28	130.0	171.6	217.7	264.9	334.7	455.0	578.6
70	75.93	105.3	137.9	181.6	230.0	279.8	352.5	474.3	602.3
75	80.37	111.3	145.8	191.6	242.3	294.7	370.3	496.8	626.0
80	84.81	117.3	153.7	201.6	254.6	309.6	388.1	519.3	653.7
85	89.25	123.3	161.6	211.6	266.9	324.5	405.9	541.8	681.4
90	93.69	129.3	169.5	221.6	279.2	339.4	423.7	564.3	709.1
95	98.13	135.3	177.4	231.6	291.5	354.3	441.5	586.8	736.8
100	102.6	141.3	185.3	241.6	303.8	369.2	459.3	609.3	764.5
110	111.4	153.3	201.1	261.6	328.9	399.0	494.9	654.3	819.9
120	120.2	165.3	216.9	281.6	353.5	428.8	530.5	699.3	875.3
130	129.1	177.4	232.7	301.6	378.2	458.7	566.0	744.2	930.8
140	138.0	189.5	248.5	321.6	402.9	488.6	601.5	789.1	986.3
150	146.9	201.6	264.3	341.6	427.6	518.5	637.0	834.0	1042
160	155.8	213.7	280.1	361.6	452.3	548.4	672.5	878.9	1098
170	164.7	225.8	295.9	381.6	477.0	578.3	708.0	923.8	1154
180	173.6	237.9	311.7	401.6	501.7	608.2	743.5	968.7	1210
190	182.5	250.0	327.5	421.6	526.4	638.1	779.0	1014	1266
200	191.4	262.1	343.3	441.6	551.1	668.0	814.5	1059	1322
210	200.3	274.2	359.1	461.6	575.8	697.9	850.0	1104	1378
220	209.2	286.3	374.9	481.6	600.5	727.8	885.5	1149	1434
230				501.6	625.2	757.7	921.0	1194	1490
240				521.6	649.9	787.6	956.5	1239	1546
250							992.0	1284	1602
260							1028	1329	1658

注：1.括号内的尺寸尽可能不采用。
2.螺栓重量为近似值。

地脚螺栓(粗制)尺寸及重量(GB799—76)

表附-6-28



材料：A3、45钢

标记示例：

粗牙普通螺纹、直径20mm、长400mm、材料为A3、不经热处理及表面处理的地脚螺栓：

螺栓 M20×400 GB799—76

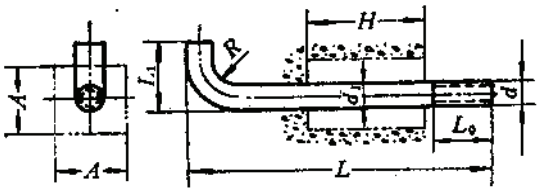
(mm)

d	6	8	10	12	16	20	24	30	36	42	48	d
L_0	24	28	32	36	57	65	73	85	97	109	121	L_0
D	10		15	20		30		45	60		70	D
h	41	46	65	82	93	127	139	192	244	261	302	h
展开长L_1	$L+37$		$L+53$	$L+72$		$L+110$		$L+165$	$L+217$		$L+255$	展开长L_1
L	每个螺栓的重量(kg)≈											L
80	0.021				0.762	1.27	1.83	3.15	4.93			500
120	0.028	0.050				1.54	2.22	3.77	5.83	7.97	10.93	630
160	0.035	0.063	0.107	0.168			2.73	4.57	7.00	9.57	13.03	800
220		0.082	0.137	0.211	0.389			5.52	8.37	11.46	15.50	1000
300			0.176	0.269	0.496	0.854	1.23			13.81	18.58	1250
400				0.342	0.629	1.06	1.53	2.68			21.67	1500

注：1.左边的L系列，查粗黑线下方的重量；右边的L系列，查粗黑线上方的重量。

2.L_0不包括螺尾。

直角地脚螺栓尺寸及重量（Q/ZB185—73） 表附-6-29



材料：A3

标记示例：

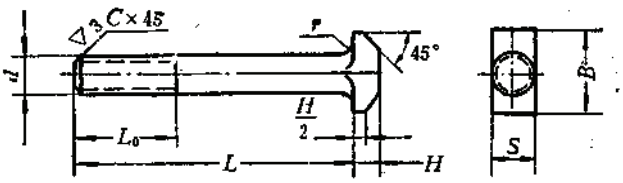
粗牙普通螺纹、直径42mm、长1400mm的直角地脚螺栓：

螺栓M42×1400 Q/ZB185—73

（mm）

d	d_1	L_0 min	L_1	R≈	A	H	L	300	400	600	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000	2300	2600
16	16	45	65	12	—	—	每个重量（kg）	0.5	0.7										
20	20	60	80	15	100	200			1.1	1.6	2.1	2.6							
24	24	75	100	20	100	200				2.5	3.0	3.7	4.4	5.2					
30	30	90	120	25	130	300						5.9	7.0	8.1	9.2				
36	36	110	150	30	130	300						8.6	10.3	11.8	13.4	15.0	16.7		
42	42	120	170	35	160	400								16.1	18.3	20.5	22.7	26.0	
48	48	140	190	40	160	400								21.2	24.0	27.0	29.6	34.0	38.0
56	56	160	220	45	180	500											41.3	47.2	53.0

T型头地脚螺栓尺寸及重量（Q/ZB186—73） 表附-6-30



材料：A3

标记示例：

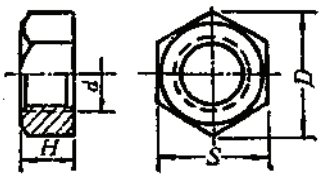
粗牙普通螺纹、直径30mm、长1000mm的T型头地脚螺栓：

螺栓M30×1000 Q/ZB186—73

（mm）

d	24	30	36	42	48	56	64
S	24	30	36	42	48	56	64
B	50	60	72	85	95	110	130
H	16	20	24	28	32	38	46
r	1.5	1.5	2	2	2	3	3
c	3	4	4.5	5	6	7	7
L_0	70	80	100	120	140	180	220
L 范围	200～1250	240～2000	300～2400	340～3000	400～3000	630～3000	800～4000
1000mm长的重量（kg）	3.7	5.807	8.447	11.62	15.354	21.13	22.66
L 系列	200、220、240、260、280、300、320、340、360、380、400、450、500、560、630、710、800、900、1000、1120、1250、1400、1600、1800、2000、2200、2400、2600、2800、3000、3500、4000						

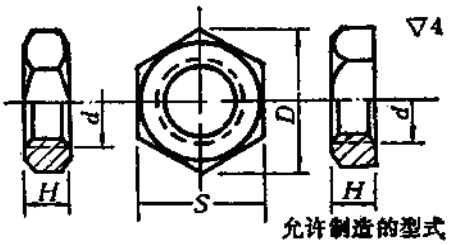
粗制六角螺母尺寸及重量（GB41—76）　　表附-6-31



d	S	H	D	每1000个钢螺母的重量
(mm)	(mm)			(kg)
12	19	10	21.9	16.32
(14)	22	11	25.4	25.28
16	24	13	27.7	34.12
(18)	27	14	31.2	44.19
20	30	16	34.6	61.91
(22)	32	18	36.9	75.94
24	36	19	41.6	111.9
(27)	41	22	47.3	168.0
30	46	24	53.1	234.2

注：括号内的尺寸尽可能不采用。

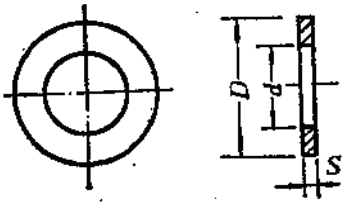
精制六角螺母尺寸及重量（GB52—76）　　表附-6-32



d	S	H	D	每1000个钢螺母的重量
(mm)	(mm)			(kg)
12	19	10	21.9	16.32
(14)	22	11	25.4	25.28
16	24	13	27.7	34.12
(18)	27	14	31.2	44.19
20	30	16	34.6	61.91
(22)	32	18	36.9	75.94
24	36	19	41.6	111.9
(27)	41	22	47.3	168.0
30	46	24	53.1	234.2

注：括号内的尺寸尽可能不采用。

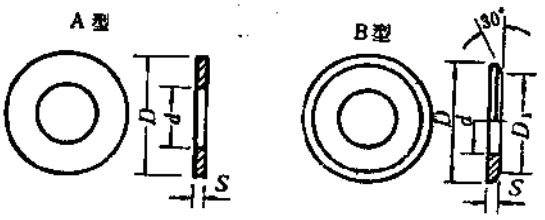
粗制垫圈尺寸及重量（GB95—76） 表附-6-33



螺纹直径	d	D	S	每1000个钢垫圈的重量
(mm)	(mm)			(kg)
12	14	24	2	4.685
(14)	16	28	2	6.510
16	18	30	3	10.65
(18)	20	34	3	13.98
20	22	37	3	16.37
(22)	24	39	3	17.48
24	26	44	4	31.08
(27)	30	50	4	39.46
30	33	56	4	50.48

注：括号内的尺寸尽可能不采用。

精制垫圈尺寸及重量（GB97—76） 表附-6-34

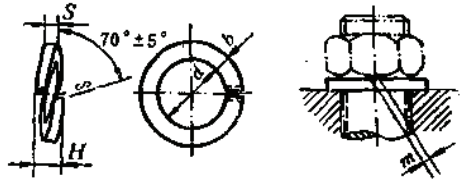


螺纹直径	d	D	S	每1000个钢垫圈的重量
(mm)	(mm)			(kg)
12	13	24	2	5.018
(14)	15	28	2	6.892
16	17	30	3	11.30
(18)	19	34	3	14.70
20	21	37	3	17.16
(22)	23	39	3	18.42
24	25	44	4	32.33
(27)	28	50	4	42.32
30	31	56	4	53.64

注：括号内的尺寸尽可能不采用。

轻型弹簧垫圈（GB859—76）和弹簧垫圈尺寸及重量（GB93—76）

表附-6-35



标记示例：

公称直径10mm、材料为65Mn、热处理硬度HRC44～50、表面氧化的弹簧垫圈：

垫圈10 GB93—76

（mm）

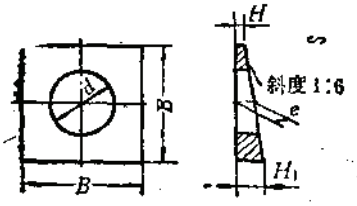
公称直径（螺纹直径）	d	GB859—76				GB93—76		
		S	b	$0<m\leqslant$	1000个重量（kg）≈	S=b	$0<m\leqslant$	1000个重量（kg）≈
2 ▲	2.1	0.5	0.8	0.3	0.029	0.6	0.4	0.023
2.5▲	2.6	0.6	0.8	0.3	0.040	0.8	0.4	0.053
3 ▲	3.1	0.8	1	0.4	0.081	1	0.5	0.097
4 ▲	4.1	0.8	1.2	0.4	0.130	1.2	0.6	0.182
5 ▲	5.1	1	1.2	0.5	0.190	1.6	0.8	0.406
6 ▲	6.2	1.2	1.6	0.6	0.360	2	1	0.745
8 ▲	8.2	1.6	2	0.8	0.800	2.5	1.2	1.530
10 ▲	10.2	2	2.5	1	1.560	3	1.5	2.820
12 ▲	12.3	2.5	3.5	1.2	3.410	3.5	1.7	4.630
(14)	14.3	3	4	1.5	5.390	4	2	6.850
16 ▲	16.3	3.2	4.5	1.6	7.360	4	2	7.750
(18)	18.3	3.5	5	1.7	10.00	4.5	2.2	11.00
20 ▲	20.5	4	5.5	2	14.10	5	2.5	15.20
(22)	22.5	4.5	6	2.2	18.90	5	2.5	16.50
24 ▲	24.5	4.8	6.5	2.4	23.70	6	3	26.20
(27)	27.5	5.5	7	2.7	32.30	6	3	28.20
30 ▲	30.5	6	8	3	45.40	6.5	3.2	37.60
36	36.6					7	3.5	51.80
42	42.6					8	4	78.70
48	49					9	4.5	114.0

注：1. 括号内的尺寸尽可能不采用。 2. m为大于零的数值。

工字钢及槽钢方斜垫圈表

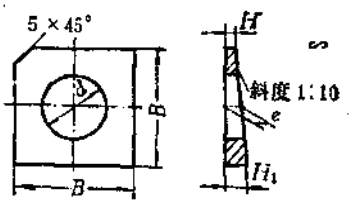
表附-6-36

工字钢用方斜垫圈（粗制）（GB852—76）



标记示例：
公称直径为10mm、材料为A3、不经表面处理的工字钢用方斜垫圈：
垫圈10 GB852—76

槽钢用方斜垫圈（粗制）（GB853—76）

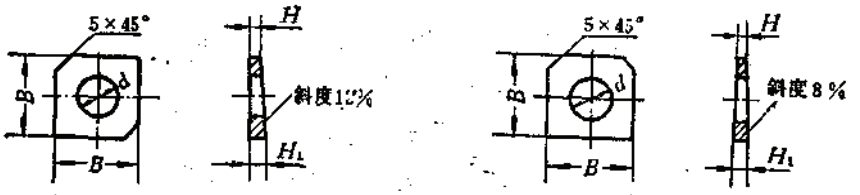


标记示例：
公称直径为10mm、材料为A3、不经表面处理的槽钢用方斜垫圈：
垫圈10 GB853—76

(mm)

公称直径（螺纹直径）	d	B	H	GB852—76			GB853—76		
				H_1	e	每1000个钢垫圈重量(kg)≈	H_1	e	每1000个钢垫圈重量(kg)≈
6	6.6	16	2	4.7	3.33	5.7	3.6	2.8	4.5
8	9	18	2	5	3.5	7.1	3.8	2.9	5.67
10▲	11	22	2	5.7	3.85	11.5	4.2	3.1	9.19
12▲	14	28	2	6.7	4.35	18.5	4.8	3.4	17.0
16▲	18	35	2	7.7	4.83	37.5	5.4	3.7	28.0
(18)	20	40	3	9.7	6.33	63.7	7	5	49.8
20▲	22	40	3	9.7	6.33	60.4	7	5	47.3
(22)	24	40	3	9.7	6.33	56.9	7	5	42.4
24▲	26	50	3	11.3	7.17	109	8	5	84.0
(27)	30	50	3	11.3	7.17	102	8	5	78.0
30▲	33	60	3	13	8	174	9	6	130
36▲	39	70	3	14.7	8.83	259	10	6.5	190

轻型工字钢用方斜垫圈（Q/ZB199—73）　轻型槽钢用方斜垫圈（Q/ZB200—73）



材料：A3F
标记示例：
公称直径20mm的轻型工字钢用方斜垫圈
垫圈20 Q/ZB199—73

(mm)

公称直径（螺纹直径）	d	B	H	Q/ZB199—73		Q/ZB200—73	
				H_1	每个重量(kg)≈	H_1	每个重量(kg)≈
6	7	16	2	3.9	0.005	3.3	0.005
8	9	18		4.2	0.006	3.4	0.006
10	11	22		4.6	0.010	3.8	0.009
12	13	28		5.4	0.015	4.2	0.016
16	17	35		6.2	0.029	4.7	0.025
20	22	40	3	7.8	0.052	6.2	0.044
24	26	50		9.0	0.093	7.0	0.077
30	32	60		10.2	0.14	7.8	0.120
36	38	70		11.4	0.21	8.6	0.170

常用材料的容重　　表附-6-37

材　料	容重（kg/m³）	材　料	容重（kg/m³）
松　木	420～640	硅藻土填料	400～600
硬　木	580～900	矿渣粘土砖	1200～1400
胶合板	600	粘土空心砖	900～1450
机　板	300～350	水泥空心砖	980～1030
枧（软木）	240	矿渣空心砖	560
软木板	250	水泥花砖	1980
刨　花	300	磁面砖	1780
锯　末	200～250	粘土坯	1200～1500
铁矿渣	2760	碎　砖	1200
矿渣（碎块）	1400	生石灰粉	1200
砾　沙	1750	石灰砂浆	1700
腐植土（干）	1500	混合砂浆	1700
腐植土（湿）	1600	石灰焦渣砂浆	1300
粘土（湿、实）	1800	灰土（夯实）	1750
粘土（干、实）	1600	稻草石灰泥	1600
粘土（很湿、实）	2000	石灰锯末（松）	340
粘土（干、松）	1350	水泥砂浆	1800
沙土（干、松）	1220	石棉水泥浆	1900
沙土（干、实）	1600	石膏砂浆	1200
沙土（湿、实）	1800	普通硅酸盐水泥	松散1100～1300
沙土（很湿、实）	2000		密实1600～1900
细沙（干）	1400	火山灰质硅酸盐水泥	松散 850～1150
粗沙（干）	1700	普通混凝土	2300～2400
卵石（干）	1600～1800	喷射混凝土	2150～2400
粘土夹卵石（干、松）	1700～1800	碎砖混凝土	1350
沙夹卵石（干、松）	1500～1700	焦渣混凝土	1000～1700
沙夹卵石（干、实）	1600～1920	浮石混凝土	900～1400
沙夹卵石（湿）	1890～1920	沥青混凝土	2000
浮　石	600～800	无砂大孔混凝土	1000～2000
浮石充填料	400～600	泡沫混凝土	300～800
各类岩石	2200～3200	钢筋混凝土	2400～2500
碎石子	1400～1500	石油沥青	1000～1100
料石（石英石、玄武岩）	2800～3000	煤沥青	1200～1340
料石（石英石、花岗岩）	2600～2700	褐　煤	800～1250
料石（石灰岩、砂岩）	2500～2600	烟　煤	1260～1350
多孔粘土	500～800	无烟煤	1360～1500（也可达1850）

原木材积表

表附-6-38

小头直径 (cm)	木材长 (m)										
	1.5	1.6	1.8	2.0	2.2	2.4	2.5	2.6	2.7	2.8	3.0
10	0.0132	0.0142	0.0161	0.0181	0.0201	0.0222	0.0232	0.0243	0.0253	0.0264	0.0286
12	0.019	0.020	0.023	0.026	0.029	0.032	0.033	0.035	0.036	0.038	0.041
14	0.026	0.028	0.031	0.035	0.039	0.043	0.045	0.047	0.049	0.051	0.055
16	0.034	0.036	0.041	0.046	0.051	0.056	0.058	0.061	0.063	0.066	0.071
18	0.043	0.046	0.052	0.058	0.064	0.070	0.074	0.077	0.080	0.083	0.090
20	0.053	0.057	0.064	0.072	0.079	0.087	0.091	0.095	0.098	0.102	0.110
22	0.064	0.069	0.078	0.087	0.096	0.105	0.110	0.114	0.119	0.124	0.153
24	0.076	0.082	0.092	0.103	0.114	0.125	0.130	0.136	0.141	0.147	0.158
26	0.090	0.096	0.108	0.121	0.134	0.147	0.153	0.159	0.166	0.172	0.186
28	0.104	0.111	0.126	0.140	0.155	0.170	0.177	0.185	0.192	0.200	0.215
30	0.120	0.128	0.145	0.161	0.178	0.195	0.204	0.212	0.221	0.229	0.247

小头直径 (cm)	木材长 (m)										
	3.2	3.4	3.5	3.6	3.8	4.0	4.2	4.4	4.5	4.6	4.8
10	0.0308	0.0331	0.0342	0.0354	0.0377	0.0401	0.0425	0.0449	0.0462	0.0474	0.0500
12	0.044	0.047	0.048	0.050	0.053	0.056	0.060	0.063	0.065	0.066	0.070
14	0.059	0.063	0.065	0.067	0.071	0.076	0.080	0.084	0.087	0.089	0.093
16	0.076	0.082	0.084	0.087	0.092	0.098	0.103	0.109	0.112	0.115	0.120
18	0.096	0.103	0.106	0.109	0.116	0.123	0.130	0.137	0.140	0.144	0.151
20	0.118	0.126	0.130	0.135	0.143	0.151	0.159	0.168	0.172	0.176	0.185
22	0.143	0.153	0.157	0.162	0.172	0.182	0.192	0.202	0.207	0.212	0.223
24	0.170	0.181	0.187	0.193	0.204	0.216	0.228	0.240	0.246	0.252	0.264
26	0.199	0.212	0.219	0.226	0.239	0.253	0.267	0.280	0.287	0.294	0.308
28	0.230	0.246	0.253	0.261	0.277	0.293	0.308	0.324	0.332	0.340	0.357
30	0.264	0.282	0.291	0.299	0.317	0.335	0.353	0.372	0.381	0.390	0.408

普通粘土砖的规格、标号及性能

表附-6-39

规格及分类	砖强度等级	极限强度 MPa				性能要求			外观检查
		抗压		抗折					
		平均	最小	平均	最小	强度及容重	吸水率	抗冻性	
规格 240×115×53mm 分类 按成型方法分为机制砖、手工砖 按颜色分为青砖红砖 按外形指标及强度不同分为一等砖、二等砖	20	20	14	4	2.6	一等机砖不能低于MU10号；二等机砖不能低于MU75号；一等手工砖不能低于MU75号；二等手工砖不能低于MU5号 砖的容量为：1600～1800 kg/m³	不大于16%，不小于8%	含水饱和的砖能经受－15℃反复冻融15次，其重量损失不大于2%，抗压强度降低不大于25%。	1.外观整齐，各面应平整 2.棱角应完整，棱角成直线，角成直角 3.砖面不应有裂缝 4.敲击发声清脆 5.砖质应细密一致，无粗大孔隙，不含碎石和矿物杂质，不分层，不掉块 6.不得有"过火砖"及"欠火砖"
	15	15	10	3.1	2				
	10	10	6	2.3	1.3				
	7.5	7.5	4.5	1.8	1.1				
	5	5	3.5	1.6	0.8				

注：1."过火砖"青砖呈焦黑色，红砖呈铁色，甚至有结疤现象。
"欠火砖"青砖呈黄灰色，红砖呈淡红色，质轻，强度低25%，吸水率大于25%，击之声哑。

建筑常用天然石材的材质、特征、用途　　表附-6-40

名称	主要质量指标			主要用途
	项目		指标	
花岗石（俗称：豆渣石）	容重（kg/m³）		2500～2700	用作砌井石、砌碹石，并用于基础、桥墩、堤坝、拱顶、阶梯、路面、海港结构基座、勒脚、窗盘、装饰等
	强度（MPa）	抗压	120～250	
		抗折	8.5～15	
		抗剪	13～19	
	吸水率（%）		<1	
	膨胀系数（10^{-6}/℃）		5.6～7.34	
	平均韧性（cm）		8	
	平均重量磨耗率（%）		11	
	耐用年限（年）		75～200	
石灰岩（俗称：青石）	容重（kg/m³）		1000～2600	用作砌井石、砌碹石，并用于墙身、桥墩、基础、阶梯、路面及用作石灰、粉刷材料原料等
	强度 MPa）	抗压	22～140	
		抗折	1.8～20	
		抗剪	7～14	
	吸水率（%）		2～6	
	膨胀系数（10^{-6}/℃）		6.75～6.77	
	平均韧性（cm）		7	
	平均重量磨耗率（%）		8	
	耐用年限（年）		20～40	
砂岩（俗称：青条石）	容重（kg/m³）		2200～2500	用作砌井石、砌碹石，并用于基础、墙身衬面、阶梯、人行道、纪念碑及其它装饰等
	强度（MPa）	抗压	47～140	
		抗折	3～14	
		抗剪	8.5～18	
	吸水率（%）		<10	
	膨胀系数（10^{-6}/℃）		9.02～11.2	
	平均韧性（cm）		10	
	平均重量磨耗率（%）		12	
	耐用年限（年）		20～200	
大理岩（俗称：大理石）	容重（kg/m³）		2600～2700	用于装饰、踏步、地面、墙面、柱面、栏杆、电气绝缘板等（含云母及粘土层较多者，吸水性大，易风化，不宜采用）
	强度（MPa）	抗压	70～11	
		抗折	6～16	
		抗剪	7～12	
	吸水率（%）		<1	
	膨胀系数（10^{-6}/℃）		6.5～10.12	
	平均韧性（cm）		—	
	平均重量磨耗率（%）		—	
	耐用年限（年）		40～100	

石料的品种、用途和质量要求 表附-6-41

品种	规格	用途	质量要求
毛石	砌筑15～50kg 充填2～5kg 外形尺寸70～500mm	用于砌毛石基础、勒脚、墙身、堤坝捣毛石混凝土等	1.外观上要求石质一致，无裂纹、风化等现象 2.抗压强度不得小于10MPa。用在重要部位者，应作强度试验，根据设计要求决定 3.用在严寒地区（气温低于－15℃）者，应作抗冻试验
块石	井巷：150～200×300×400mm（根据需要可加工成扇面形或平行六面体） 地面拱顶：200～450×300～500×600mm	用于砌井、砌碹及砌基础、勒脚、桥墩、涵洞、墙身和拱顶等	
条石	150～250×350～450×1500～2100mm	用于墙身、踏步、地坪、纪念碑等	

石子的分类及质量要求 表附-6-42

名称	按粒径大小分类		容重 (kg/m³)	质量要求
	名称	粒径(mm)		
碎石	特细碎石	5～10	约1400～1500	有害杂质含量 1.粘土、泥灰、粉末等≯2～3% 2.煤屑、云母等轻物质≯0.5% 3.硫酸盐（以SO_3计）≯1%（上列含量均以占石子的总重量计）
	细碎石	10～20		
	中碎石	20～40		
	粗碎石	40～150		
卵石	特细卵石	5～10	约1600～1800	
	细卵石	10～20		
	中卵石	20～40		
	粗卵石	40～150		

普通砂的分类及质量要求 表附-6-43

种类	容重 (kg/m³)	质量要求
1.按形成条件及环境区分，河砂、海砂、山砂 2.按颗粒大小区分（mm） 粗砂——平均粒径不小于0.50 中砂——平均粒径不小于0.35 细砂——平均粒径不小于0.25	1.干燥状态 平均1500～1600 2.堆积震动下紧密状态 1600～1700	1.颗粒坚硬洁净 2.粘土、泥灰、粉末等不得超过砂的3% 3.煤屑、云母等不得超过砂的0.5% 4.三氧化硫（SO_3）不得超过砂的1%（均以重量计）

常用普通品种水泥的标号、特性及应用　　表附-6-44

品种	标号	特性		使用范围	
		优点	缺点	适用于	不宜用于
硅酸盐水泥 (GB175-77)	425 525 625	1.凝结硬化最快 2.早期强度最高 3.标号高，抗冻性好 4.抗渗、耐磨性好 5.与外加剂适应性好	1.水化热较高 2.抗水性差 3.抗硫酸盐侵蚀能力差 4.耐热性较差	1.喷射混凝土（砂浆） 2.配制高标号混凝土 3.先张预应力制品 4.要求强度发展快的受冻工程	1.大体积工程 2.有水压作用的工程 3.有化学侵蚀的工程
普通硅酸盐水泥 (GB175-77)	225 275 325 425 525 625	1.早期强度高 2.凝结硬化快 3.抗冻性好		1.一般地上工程和设有侵蚀作用的地下工程，以及不受水压作用的工程 2.喷射混凝土（砂浆） 3.要求强度发展较快的受冻工程	
矿渣硅酸盐水泥 (GB1344-77)	225 275 325 425 525	1.抗硫酸盐侵蚀能力较强，抗水性较好 2.水化热低，耐热性好 3.在蒸汽养护中强度发展较快 4.在潮湿环境中后期强度增长快	1.早期强度低 2.凝结硬化慢 3.耐冻性较差 4.干缩性大，有泌水现象	1.地下、水中工程及经常受高水压工程 2.大体积混凝土工程 3.有蒸汽养护工程 4.受热工程 5.用于地面工程，宜加强养护	1.早期强度要求高的工程 2.低温环境下施工无保温措施工程
火山灰质硅酸盐水泥 (GB1344-77)	225 275 325 425 525	1.抗硫酸盐类侵蚀能力较强 2.抗水性好 3.水化热低 4.在蒸汽养护中强度发展快 5.在潮湿环境中后期强度增长快	1.早期强度低 2.凝结硬化慢，低温尤甚 3.抗冻性差 4.吸水性大 5.干缩性最大	1.地下、水中工程及经常受较高水压的工程 2.有硫酸盐类侵蚀的工程 3.大体积工程 4.有蒸汽养护工程 5.地面一般工程	1.气候干热地区工程 2.受冻工程 3.对早期强度要求高的工程
粉煤灰质硅酸盐水泥 (GB1344-77)	225 275 325 425 525	1.水化热低 2.抗硫酸盐侵蚀能力较强 3.抗水性好 4.干缩性较小 5.抗裂性好	1.抗冻性差 2.早期强度低	1.大坝工程 2.水中大体积工程 3.潮湿环境中工程 4.地下工程	1.早期强度要求高的工程 2.气候干热地区工程 3.受冻工程

常用普通品种水泥的物理力学性质 表附-6-45

水泥名称	混合材料掺入量(%)	细度 0.080mm方孔筛筛余量(%)	安定性	凝结时间 初凝(min)	凝结时间 终凝(h)	龄期(d)	强度指标(MPa) 抗压强度 22.5	27.5	32.5	42.5	52.5	62.5	抗折强度 22.5	27.5	32.5	42.5	52.5	62.5
普通硅酸盐水泥	活性<15（非活性<10）	15	用沸煮法必须合格	>45	<12	3	—	—	12.0	16.0	21.0	27.0	—	—	2.5	3.4	4.2	5.0
						7	13.0	16.0	19.0	25.0	32.0	41.0	2.8	3.3	3.7	4.6	5.4	6.2
						28	22.5	27.5	32.5	42.5	52.5	62.5	4.5	5.0	5.5	6.4	7.2	8.0
硅酸盐水泥	—	15		>45	<12	3	—	—	—	18.0	23.0	29.0	—	—	—	3.4	4.2	5.0
						7	—	—	—	27.0	34.0	43.0	—	—	—	4.6	5.4	6.2
						28	—	—	—	42.5	52.5	62.5	—	—	—	6.4	7.2	8.0
矿渣硅酸盐水泥	20～70	15		>45	<12	7	11.0	13.0	15.0	21.0	29.0		2.3	2.8	3.3	4.2	5.0	
						28	22.5	27.5	32.5	42.5	52.5		4.5	5.0	5.5	6.4	7.2	
火山灰质硅酸盐水泥	20～50	15		>45	<12	7	11.0	13.0	15.0	21.0	29.0		2.3	2.8	3.3	4.2	5.0	
						28	22.5	27.5	32.5	42.5	52.5		4.5	5.0	5.5	6.4	7.2	
粉煤灰硅酸盐水泥	20～40	15		>45	<12	7	11.0	13.0	15.0	21.0	29.0		2.3	2.8	3.3	4.2	5.0	
						28	22.5	27.5	32.5	42.5	52.5		4.5	5.0	5.5	6.4	7.2	

常用特殊品种水泥的标号、特性及应用 表附-6-46

品种	标号	特性	使用范围	注意事项
快硬硅酸盐水泥(GB199-79)	325 375 425	1.凝结硬化快，其标号是以3天抗压强度表示的 2.早期强度增长率较快，一天强度即可达到标号的45%左右	1.适于早期强度要求高的工程 2.紧急抢修工程 3.低温施工工程 4.预应力混凝土、混凝土预制构件	1.易受潮，运输保管时，必须特别注意防潮 2.贮运时要与其它品种水泥分开 3.自出厂日起，超过一个月使用应重新进行强度检验
特快硬硅酸盐水泥①(GB60-63)	特快硬200 特快硬300 特快硬400	强度发挥极快，其标号是以12小时的抗压强度表示的	1.早期强度要求高的紧急和抢修工程 2.制作预应力钢筋混凝土构件	1.粒度较细，极易受潮，运输保管时要特别注意防潮 2.不得与其它品种水泥混杂 3.从包装时算起，经一个月后使用要重新检查其强度
抗硫酸盐硅酸盐水泥(GB748-83)	325 425	有较高抗硫酸盐侵蚀性能。抗硫酸盐水泥一般可抵抗硫酸根离子浓度不超过2500mg/l的纯硫酸盐的腐蚀	1.用于有硫酸盐侵蚀的地下、水中工程 2.同时受硫酸盐侵蚀、冻融和干湿作用的海港工程、水利工程和地下工程	1.运输保管过程中不要受潮 2.不得与其它品种水泥混杂 3.水泥28天强度数值，自出厂之日起，生产单位应在32天内向购货单位补报

续表

品　种	标　号	特　性	使用范围	注意事项
快凝快硬硅酸盐水泥（JC314-82）	双快 150 双快-200	1.快凝、快硬，其标号是以4小时的抗压强度表示 2.有微膨胀性、抗渗性、耐磨性 3.抗硫酸盐能力较好 4.易风化	1.机场道面、桥梁、隧道和涵洞等抢修工程 2.冬季施工、堵漏等工程	1.每次混凝土拌合量要少，运距尽量短 2.缓凝剂（酒石酸和柠檬酸）掺量： 气温低于-5℃不掺；5～15℃，掺0～0.15%；15～25℃，掺0.15～0.25%；高于25℃，掺0.25～0.30%
硅酸盐大坝水泥和普通硅酸盐大坝水泥（GB200-80）	425 525	1.水化热较低 2.有一定抗硫酸盐能力 3.硅酸盐类大坝水泥的抗冻性较好，耐磨性较高	1.适于大坝溢流面的面层和其它大体积水工建筑物水位变动区域的覆面层以及要求具有较低水化热和抗冻、耐磨部位 2.适于清水或含有较低硫酸盐类侵蚀介质的水中工程	1.运输保管中不得受潮或混入杂物 2.不同品种和标号的水泥应分别贮运
矿渣大坝水泥（GB200-80）	325 425		1.适于大坝或大体积水工建筑物，以及一般大体积工程的内部和要求水化热低的部位 2.适于清水或含有较低硫酸盐类侵蚀介质的水中工程	
硅酸盐膨胀水泥①（建标55-61）	400 500 600	在水中硬化时体积增大，在湿气中硬化的最初三天内应不收缩或有微小的膨胀	1.用于防水层和防水混凝土 2.加固结构、浇灌机器底座或地脚螺栓 3.用于接缝和修补工程	禁止在有硫酸盐侵蚀性介质的水中使用
膨胀性不透水水泥①（建标57-61）	500（水泥净浆） 200（水泥砂浆）	1.凝结硬化快，早期强度高 2.硬化时体积增大 3.加水后一昼夜，在5个大气压下应完全不透水	1.将装配式或破坏了的钢筋混凝土结构胶合成整体 2.在没有液体静压的构筑物中喷射防水层和敷设钢筋混凝土压力管上的防水层或修补裂缝 3.立井井口衔接缝的防水工程	
无收缩性不透水水泥①（建标58-61）	300（水泥净浆） 150（水泥砂浆）	1.凝结硬化快，早期强度高 2.硬化时体积不收缩并有微小膨胀 3.加水后一昼夜，在5个大气压下应完全不透水	1.可用于无沉陷性、坚固土壤上的喷射防水层 2.处在湿度较大的钢筋混凝土地下构筑物（如水道、基础等）上的喷射防水层	如构筑物不处于长期潮湿情况下，不宜使用
快凝膨胀水泥①（JC158-68）	200 300	1.凝结硬化快，其标号是以三天抗压强度表示 2.硬化时体积膨胀 3.具有较高抗渗性，在10个大气下应完全不透水	1.混凝土结构的紧急修补工程 2.用于喷射混凝土（砂浆） 3.用于堵塞漏水，作砂浆喷浆防水层和防水抹面 4.砖石或砌块勾缝	

续表

品种	标号	特性	使用范围	注意事项
防潮硅酸盐水泥①（JC155-63）	500 600	吸湿性低，可塑性好	凡可使用普通硅酸盐水泥的工程均可使用，适于长期贮存（相对湿度在50～70%范围内时可贮存一年以上）	1.运输保管中，不同标号水泥应分开，并不得与其它品种水泥混杂 2.按说明书规定的方法进行使用
高铝（矾土）水泥（GB201-81）	425 525 625 725	1.快硬度高，一天强度可达标号的80%以上，三天即可达到标号值 2.低温硬化快，耐热性、耐蚀性、抗冻性和不透水性均好 3.水化热集中于早期释放，从硬化开始应立即浇水养护	1.紧急抢修，抢建工程 2.冬季施工工程或低温工程 3.抵抗硫酸盐浸蚀和抗冻融循环工程 4.制作耐火混凝土或砂浆 5.不宜用于长期承重和长期在潮湿环境下使用的工程，如井巷工程、地道、隧道等	1.运输、保管中严防受潮，保存时间不宜超过二个月，超者必须重新检验 2.运输、保管和使用中严禁与硅酸盐水泥混杂、混用 3.不得与尚未硬化的硅酸盐水泥接触使用，硬化后可接触使用 4.未经试验，不得加入任何外加剂

① 表示该水泥为硬练标号。

常用特殊品种水泥的主要成分和性能指标 表附-6-47

水泥品种	主要成分	细度	安定性	凝结时间 初凝(min) 不早于	凝结时间 终凝(h) 不迟于	标号	强度及其它性能指标 各龄期抗压强度 1d (MPa) 不低于	3d	7d	28d	各龄期抗折强度 1d	3d	7d	28d
快硬硅酸盐水泥（GB199-79）	硅酸钙熟料加石膏	0.080mm 方孔筛，筛余不得超过10%	按水泥安定性检验方法检验必须合格	45	10	325 375 425	15.0 17.0 19.0	32.5 37.5 42.5			3.5 4.0 4.5	5.0 6.0 6.4		
特快硬硅酸盐水泥（JG60-63）	硅酸钙熟料加优质石膏	4900孔/厘米² 筛，筛余不得超过5%		20	10	200 300 400	12小时达到标号							
抗硫酸盐硅酸盐水泥（GB748-83）	特定组成的硅酸钙熟料加适量石膏	0.080mm 方孔筛，筛余不得超过10%		45	12	400 500		12.0 16.0	19.0 25.0	32.5 42.5	抗拉强度 2.5 3.4	3.7 4.6	5.5 6.4	
硅酸盐大坝水泥和普通硅酸盐大坝水泥（GB200-80）	硅酸盐大坝水泥为硅酸钙熟料加适量石膏 普通大坝水泥再加粒状高炉矿渣和火山灰质混合材料	0.080mm 方孔筛，筛余不得超过15%		60	12	425 525		16.0 14.5 21.0	25.0 23.5 32.0	42.5 52.5		3.4 4.2	4.6 5.4	6.4 7.2
矿渣大坝水泥（GB200-80）	矿渣大坝水泥加粒状高炉矿渣					325 425			14.0 19.0	32.5 42.5			3.3 4.2	5.5 6.4

续表

水泥品种	主要成分	细度	安定性	凝结时间 初凝(min) 不早于	凝结时间 终凝(h) 不迟于	标号	强度及其它性能指标 各龄期抗压强度 1d	3d	7d	28d	各龄期抗折强度 1d	3d	7d	28d
							(MPa) 不低于							
防潮硅酸盐水泥 (JC155-68)	硅酸钙熟料加石膏和少量防潮剂	4900孔/厘米²筛，筛余不得超过15%	按水泥安定性检验方法检验必须合格	45	12	500		22.0	35.0	50.0	抗拉强度	1.9	2.8	2.7
						600		26.0	42.0	60.0		2.1	2.7	3.2
硅酸盐膨胀水泥 (建标55-61)	硅酸钙熟料加膨胀剂和石膏	4900孔/厘米²筛，筛余不得超过10%		20	10	400		16.0	26.0	40.0	抗拉强度	1.2	1.7	2.3
						500		22.0	35.0	50.0		1.5	2.0	2.6
						600		26.0	42.0	60.0		1.7	2.3	2.9
高铝水泥（矾土）水泥 (GB201-81)	铝酸钙熟料	0.080mm方孔筛，筛余不得超过10%		40	10	425	36.0	42.5			4.0	4.5		
						525	46.0	52.5			5.0	5.5		
						625	56.0	62.5			6.0	6.5		
						725	66.0	72.5			7.0	7.5		
快凝膨胀水泥 (JC153-68)	铝酸钙熟料加天然二水石膏	比表面积不得低于5000cm²/g		5	25min		6h	1d	3d		6h	1d	3d	
						200	8.0	15.0	20.0		1.5	2.5	3.0	
						300	10.0	25.0	30.0		2.0	3.5	4.0	
快凝快硬硅酸盐水泥 (JC314-82)	硅酸三钙、氟铝酸钙熟料加硬石膏等	比表面积不得低于4500cm²/g		10	60min	双快-150	4h	1d	28d		4h	1d	28d	
							15.0	19.0	32.5		2.8	3.5	5.5	
						双快-200	20.0	25.0	42.5		3.4	4.6	6.4	
膨胀性不透水水泥 (建标57-61)	铝酸钙熟料高强度石膏、水化铝酸钙粉	4900孔/厘米²筛，筛余不得超过25%		4	10min	净浆	12h		2d	28d	1.膨胀率：空气养护一天不小于0.05%；28天不小于0.02%水中养护一天不小于0.5%，并不得大于1.0%；三天不得大于一天的20%；28天不得大于一天的50% 2.不透水性：养护1天，在5个大气压下不透水			
							7.5		30.0	50.0				
						砂浆	1d		3d					
							12.0		20.0					
无收缩性不透水水泥 (建标58-61)	铝酸钙熟料、半水石膏和消石灰	4900孔/厘米²筛，筛余不得超过15%		1	5min	净浆	2h	6h	3d	28d	1.膨胀率：水中养护，一天不得小于0.01%；28天不得大于0.3% 2.不透水性：养护一天，在5个大气压下不透水			
							5.0	12.5	25.0	30.0				
						砂浆		4.0	15.0					

注：表附-6-37～表附-6-47摘自沈季良等编著，《建井工程手册》，煤炭工业出版社，1985年。

常用水泥速凝剂性能 表附-6-48

种类 / 项目	728型水泥速凝剂	711型水泥速凝剂	红星Ⅰ型水泥速凝剂
原料成分	矾土、铝气熟料、石灰等主要成分	由磨细矾土、纯碱、石灰混合烧成熟料后，再加入无水石膏磨细而成。其主要成分为铝酸钠、硅酸二钙和铁酸钙	纯碱4%，铝氧烧结块（主要成分为铝酸钠）40%，生石灰20%
特性	1.含碱量低，对人体腐蚀性甚微 2.喷射混凝土强度高，在相同条件下，掺782速凝剂与国内其他速凝剂相比，28天抗压强度高15～20% 3.喷料粘结性好，一次喷层较厚 4.对大多数水泥适应性好，掺量适宜，初凝2～3min，终凝4～10min 5.抗渗性能好，耐压力可达3.8MPa以上	1.加速水泥硬化，初凝在5min以内，终凝在10min以内 2.提高混凝土早期强度 3.能增强水泥的抗渗性、抗冻性及粘结能力	1.加强水泥硬化，初凝1～5min，终凝2～10min 2.提高混凝土早期强度 3.基本能保证水泥的其他性能 4.对混凝土后期强度影响较大
使用方法及注意事项	1.使用时的掺合量应通过试验确定，一般为6～8% 2.掺有本剂的混凝土干混合料，宜在2h内喷完，否则不仅影响速凝效果，而且大大降低混凝土强度 3.搬运时应轻放，码堆高度不宜超过8袋，以防包装破损 4.本剂宜放在通风干燥的仓库内，存放时间不宜过半年。随用随开包，如一次用不完时，应即将袋口扎紧，以免受潮	1.对新出厂的普通硅酸盐水泥、矿渣硅酸盐水泥的速凝效果较好，对陈旧水泥的速凝效果较差 2.使用时的掺合量应通过试验确定，一般为2～4% 3.掺本剂的混凝土，前七天的强度比不掺者高，但七天后的强度较不掺者低 4.每次调制不宜多，应在硬化前用完，运输、保管时严防受潮和混入杂物	1.对新出厂的普通硅酸盐水泥的速凝效果较好，对火山灰质硅酸盐水泥和矿渣硅酸盐水泥的速凝效果较差，对陈旧水泥的速凝效果也不好 2.使用时的掺合量应通过试验确定，一般掺合量2.5～4% 3.掺合后的混凝土，前三天强度比不掺者高，但三天后的强度则较不掺者低 4.每次调制不宜过多，应在硬化前用完，运输、保管时严防受潮和混入杂物

注：本表摘自《国防工程锚喷支护技术暂行规定》，1984年。

常用复合早强剂的组成、特性及使用 表附-6-49

项目	名称		
	氯化钠与三乙醇胺（或混合液）复合早强剂	亚硝酸钠、二水石膏与三乙醇胺（或混合液）复合早强剂	氯化钠、亚硝酸钠与三乙醇胺（或混合液）复合早强剂
原料组成及掺量（按水泥质量比）	（氯化钠0.5%）+（三乙醇胺或二乙、三乙醇胺混合液①0.05%）	（亚硝酸钠1%）+（二水石膏2%）+（三乙醇胺或二乙、三乙醇胺混合液0.05%）	（氯化钠0.5%）+（亚硝酸钠0.5%）+（三乙醇胺或二乙、三乙醇胺混合液①0.05%）
特性	1.两天强度比不掺者提高60%左右 2.掺入早强剂对达到拆模或起吊强度（即不掺者28天强度的70%）	1.两天强度比不掺者提高40～50% 2.达到不掺者28天强度70%所需的养护时间，比不掺早强剂能	1.同氯化钠与三乙醇胺复合早强剂1.～3. 2.本早强剂对钢筋基本不腐蚀

续表

项　目	名　称		
	氯化钠与三乙醇胺（或混合液）复合早强剂	亚硝酸钠、二水石膏与三乙醇胺（或混合液）复合早强剂	氯化钠、亚硝酸钠与三乙醇胺（或混合液）复合早强剂
特　性	所需的养护时间比不掺早强剂时能缩短一半 3.28天强度比不掺者提高10%以上，一年强度比不掺者也有提高 4.对以普通硅酸盐水泥配制的钢筋混凝土的钢筋有轻微的腐蚀性。对以矿渣硅酸盐水泥配制的钢筋混凝土的钢筋，腐蚀性较大	缩短1/4以上 3.28天强度比不掺者提高10%以上，一年强度比不掺者也有提高 4.本早强剂有抑制钢筋腐蚀的作用	
用　途	适用于有早强要求的： 一般无筋混凝土及砂浆工程 用普通硅酸盐水泥配制的一般结构钢筋混凝土	用于禁止用氯盐外加剂的混凝土或钢筋混凝土工程	适用于有早强要求的各种混凝土工程，包括用于预应力钢筋混凝土及对钢筋腐蚀有严格要求的钢筋混凝土工程，以及以矿渣硅酸盐水泥配制的钢筋混凝土工程
配制及使用方法	将按比例配制的复合早强剂先溶于少量水中，配制成较浓的溶液，然后按每次搅拌所需的用量，与拌合用水一起加入搅拌机内即可。一般情况下50kg水泥所需早强剂溶液的体积为二升比较适宜（即250g食盐＋25g三乙醇胺，溶于略少于2 l 的水中）	将亚硝酸钠和三乙醇胺按规定比例先溶于少量水中，配制成较浓的溶液，然后按每次搅拌所需用量，与拌合用水一起加入搅拌机内。二水石膏因溶解度很小，不能事先配制成水溶液，可将每次搅拌所需的石膏用量，先与搅拌机内的水混合，然后再加入砂、石、水泥一起搅拌即可	因三种原料均易溶于水，配制、使用方法与氯化钠、三乙醇胺复合早强剂基本相同
注意事项	配制复合早强剂时，应严格控制配方，搅拌均匀，使之充分溶解，必须防止因氯化钠、亚硝酸钠溶解不完全或三乙醇胺分布不均匀，造成早强剂配方不准，产生不良后果		

注：二乙醇胺和三乙醇胺的混合液，其比例为二乙醇胺：三乙醇胺＝(30～40)：(70～60)，为黑褐色、无毒、不易燃，能溶于水，系抚顺石油工厂的副产品，价格低廉，能代替三乙醇胺使用。

水玻璃速凝早强剂的组成、特性及使用　　表附-6-50

项　目	技术要求或说明
原料组成	1.Ns_{30}：30°Be′水玻璃中加入0.07%重铬酸盐（或0.05%铬酐） 2.Ns_{30}：30°Be′水玻璃600ml，加入亚硝酸钠（固）10g，三乙醇胺1ml
特　性	掺有水玻璃速凝早强剂的混凝土（砂浆）凝结硬化快，早期强度高，与岩石粘结力强，抗渗性能好，可在低温条件下施工 外加剂为液体，按1:2:2配比制成的混凝土，一天强度可达25MPa以上，初凝<60s，终凝<2min，在二分半钟之内，即可硬化
用　途	适用于一般喷射混凝土及喷堵岩壁渗水，可有效地用于井巷破碎带的临时支护，喷射效果，以采用Ns_{30}较好
使用方法	1.将不同波美度的水玻璃调制成30°Be′的水玻璃溶液，在溶液中加入0.07%的重铬酸盐（如重铬酸钾）或0.05%的铬酐，以降低其粘度，提高流动性，即成Ns_{30}速凝早强剂 2.在调制好的30°Be′水玻璃溶液600ml中加入10g固体亚硝酸钠和1ml三乙醇胺即成Ns_{30}速凝早强剂 3.按水泥重量60%的上述两种速凝早强剂的任何一种溶液加入混凝土干拌合料中，可直接用于喷射

减水剂的组成、性能和使用 表附-6-51

品名	性能	原料组成	掺量(%)	技术效果
MF剂	属于表面活性剂，掺入混凝土后，可降低水灰比，改善和易性，提高混凝土的早期强度，并可改善抗压、抗拉、抗渗、抗冻等性能；在配制同一标号混凝土时，可降低水泥耗用量，对钢筋无锈蚀	甲基萘 硫酸 甲醛 氢氧化钠	0.3～1	减水量15～22%；28天强度增长8～30%；在坍落度、28天强度相同的情况下，可节约水泥用量10～20%；抗渗能力提高3倍以上
M剂（木质素磺酸钙）	同MF剂，并具有一定的缓凝作用	化纤用浆粕废液，含木质素磺酸钙60%	0.15～0.4	减水10～15%，强度增长22～29%，节约水泥5～15%，抗渗能力提高3倍左右，凝结时间可延缓1～3 h
NNO（亚甲基二萘磺酸钠）	同MF剂	萘经磺化后与甲醛缩聚，再经氢氧化钠（或烧碱）中和	0.5～1	减水15～20%，强度增长30%，节约水泥9～15%
纸浆废液	同MF剂	木、苇、纸浆废液经石灰沉淀，再用盐酸中和	1.5	减水6%，强度增长3%，节约水泥6%
粘和剂（固体）	同MF剂	纸浆废液脱糖浓缩	0.3	减水7%，强度增长18%，节约水泥7%，抗渗能力稍有提高
磺化焦油（聚合磺酸盐）	同MF剂	焦油经硫酸磺化，烧碱中和		减水10%，强度增长2%，节约水泥10%
MF复合剂	同MF剂	MF 木质磺酸钙 海波(大苏打) 三乙醇胺	0.5～0.7 0.1 1.0 0.03	减水28～30%，强度增长13%
M-Vc复合剂	属于早强剂。除上述MF剂性能外，早强效果显著，在低温条件下施工更为明显	M剂 维生素制药下脚料	0.25 3	减水20%，强度增长10%左右
M剂糖密复合剂	属于缓凝剂，其性能除同MF剂外，还可进一步延缓凝结时间，以满足施工的特殊要求	M剂 糖密	0.25 0.2	减水14.5%，强度增长32%
NNO复合剂	其性能除同NNO的外，还可进一步提高混凝土的减水率、水泥节约率和强度增长率，并可进一步降低水化热	NNO 纸浆废液 加气剂 三乙醇胺	0.5 0.2 0.008 0.03	减水29%，强度增长50%，节约水泥15%

续表

品　名	性　　能	原料组成	掺　量（%）	技术效果
NF减水剂	性能比NNO的好，产生气泡少，混凝土较密实	与NNO相似，为多萘磺酸盐	1.5～2.0	减水20%，强度提高比NNO及MF都多，节约水泥25%
减水剂用途	减水剂，具有分散、减水、调凝作用。主要用于改善混凝土的和易性、水密性、耐久性。在用于减水时，可使混凝土的早期物理力学性能如抗压、抗拉、抗渗、抗冻等方面得到全面的改善和提高，在满足混凝土强度和其他性能要求下，可降低原来的水泥用量。在混凝土有缓凝要求时，可加入具有缓凝性质的减水剂，达到缓凝目的			

氯化铁防渗剂的组成、性能及应用　　表附-6-52

项　　目	说　　明
原材料名称及用料配合比	氧化铁皮、工业用盐酸、工业用硫酸铝 氧化铁皮：盐酸＝1:2（质量比，盐酸铁皮溶液） 盐酸铁皮溶液：硫酸铝＝1:0.05（质量比，氯化铁防渗剂溶液）
防渗剂指标要求	比重＞1.4，pH值1～2 每升氯化铁溶液含（$FeCl_2+FeCl_3$）≥400g，$FeCl_3$:$FeCl_2$＝1:1～1.3 硫酸铝含量占氯化铁溶液的5%（质量比）
掺　量	混凝土及砂浆均为3%（溶液质量占水泥质量的百分数）
性　能	氯化铁溶液属于密实剂，对砂浆及混凝土的抗渗指标改善显著，7天龄期的氯化铁抗渗混凝土抗渗指标可达3.8MPa 由于混凝土密实、抗渗，其他各项指标也得到全面的提高和改善；抗压强度提高15%以上；盐碱无侵蚀，酸、油、氨水有轻微侵蚀（用沥青表面涂层即可）；凝结时间稍有提前 由于化学转变和保护膜的生成，钢筋锈蚀不会发生；混凝土安定性良好
用　途	制备抗渗混凝土；也用于对抗压、抗腐蚀、抗锈等指标要求高的混凝土中 氯化铁防渗剂原料来源丰富、制造简单、施工方便，成本低廉、防渗效果好，在混凝土施工中具有广阔的发展前景
注意事项	在制备过程中溶液温度逐渐升高，要防止盐酸蒸汽逸出，宜加强劳动保护管理；氯化铁防渗剂低温时易出现结晶，加热至37℃时即可消失，不影响质量

注：1.氧化铁皮为轧钢及锻造工艺过程中脱落下来的铁皮，含有Fe_2O_3和Fe_3O_4两种主要成分。
2.工业用盐酸比重为1.15～1.19。
3.工业用硫酸铝为含水硫酸铝。

松香酸钠复合剂和松香热聚物的组成、特性及应用 表附-6-53

项目		品名	
		松香酸钠复合剂	松香热聚物
原材料名称及质量要求	松香料	上等松香粉剂，透明，呈淡黄色，无油脂	同松香酸钠复合剂
	硫酸		工业用硫酸
	石炭酸		工业用石炭酸（苯酚）呈白色晶体状
	氢氧化钠	工业用烧碱	同松香酸钠复合剂
	氯化钙	氯化钙含量为77～90%工业用粉剂	
	水	饮用水，不含矿物质，越软越好	同松香酸钠复合剂
用料配合比		松香粉：氢氧化钠＝1：0.17（质量比） 松香粉：氢氧化钠溶液＝1 kg：1 l （氢氧化钠溶液比重＝1.16，即1l溶液中含固体氢氧化钠170g） 5%浓度的松香酸钠溶液为100l溶液中含5 kg松香粉和0.85kg氢氧化钠（固体） 5%浓度的氯化钙溶液为100l溶液中含5 kg77～90%工业品氯化钙	石炭酸：硫酸：氢氧化钠：松香粉＝35（g）：2（ml）：4（g）：70（g） 按比例以水溶成溶液，制成100g成品
掺量		松香酸钠（溶液）0.05%（水泥质量的百分比）＋氯化钙（溶液）0.075%（水泥质量的百分比） 先后分别加入混凝土拌合料中搅拌	0.5～1.5‰ 按水泥重量
性能及用途		属于加气剂，用于配制抗渗混凝土，由于搅拌时产生的细微气泡破坏了混凝土的毛细管通路，大大提高了混凝土的抗渗性能	属于加气剂，其性能、用途同松香酸钠复合剂
配制方法	松香粉的加工	碾成细粉，细度以通过0.3～0.5mm筛为准	碾成细粉，细度以通过0.6mm筛为准
	氢氧化钠溶液	氢氧化钠为固体，按比例与水配合，制成为比重为1.16的溶液	同松香酸钠复合剂
	成品溶液	将氢氧化钠溶液煮沸，一面搅拌，一面按比例徐徐加入松香粉，防止结块或大量气泡逸出 将上述溶液逐步冷却至室温，然后加温水稀释成5%浓度的松香酸钠溶液（100l溶液含松香5 kg）	将松香粉、石炭酸、硫酸按比例倒入加热容器，搅拌后，装上冷凝器（加冷水用）、搅拌器和温度表，加热、搅拌，加冷水，温度控制在70～80℃之间，维持6小时 停止加热，加入氢氧化钠溶液后，加热2小时，温度接近但不超过100℃ 停止加热，稍静置，倒入贮存器待用

注：表附-6-49～表附-6-53，摘自沈季良等编著，《建井工程手册》，煤炭工业出版社，1985年。

混凝土配合比参考表（卵石）　　表附-6-54

水泥标号	卵石粒度 (cm)	混凝土等级	坍落度 (cm)	水灰比	用水量 (kg)	每m³用量 (kg) 水泥	砂	石子	重量比 砂	石
400	0.5～1.5	C15	1～3	0.67	185	276	639	1300	2.32	4.71
			4～6		195	291	614		2.11	4.47
		C20	1～3	0.55	185	336	599	1280	1.78	3.81
			4～6		195	354	571		1.61	3.62
		C30	1～3	0.4	185	463	492	1260	1.06	2.73
			4～6		195	487	458		0.94	2.59
500	0.5～1.5	C15	1～3	0.77	185	240	675	1300	2.82	5.42
			4～6		195	254	651		2.56	5.11
		C20	1～3	0.64	185	290	645	1280	2.22	4.42
			4～6		195	305	620		2.04	4.20
		C30	1～3	0.47	185	394	561	1260	1.42	3.20
			4～6		195	415	530		1.28	3.04
		C40	1～3	0.38	185	487	498	1280	1.02	2.63
			4～6		195	514	461		0.90	2.49
400	1～3	C15	1～3	0.68	175	285	627	1340	2.42	5.20
			4～6		185	272	603		2.22	4.93
		C20	1～3	0.56	175	313	592	1320	1.89	4.22
			4～6		185	330	565		1.71	4.00
		C30	1～3	0.41	175	426	499	1300	1.17	3.06
			4～6		185	451	464		1.03	2.88
500	1～3	C15	1～3	0.78	175	224	661	1340	2.95	5.98
			4～6		185	238	637		2.68	5.63
		C20	1～3	0.65	175	270	635	1320	2.35	4.90
			4～6		185	285	610		2.14	4.64
		C30	1～3	0.46	175	365	560	1300	1.54	3.57
			4～6		185	386	529		1.37	3.38
		C40	1～3	0.39	175	450	455	1320	1.01	2.94
			4～6		185	475	420		0.88	2.78
400	2～4	C15	1～3	0.60	165	240	615	1380	2.56	5.75
			4～6		175	253	592		2.34	5.46
		C20	1～3	0.57	165	290	565	1380	1.95	4.75
			4～6		175	308	537		1.74	4.47
		C30	1～3	0.42	165	394	481	1360	1.22	3.46
			4～6		175	417	448		1.07	3.28

续表

水泥标号	卵石粒度 (cm)	混凝土等级	坍落度 (cm)	水灰比	用水量 (kg)	每m³用量 (kg)			重量比	
						水泥	砂	石	砂	石
500	2～4	C15	1～3	0.79	165	209	646	1380	3.09	6.61
			4～6		175	222	623		2.80	6.22
		C20	1～3	0.66	165	250	605	1380	2.42	5.52
			4～6		175	265	570		2.15	5.21
		C30	1～3	0.49	165	338	537	1360	1.59	4.03
			4～6		175	358	507		1.41	3.80
		C40	1～3	0.40	165	412	493	1380	1.19	3.35
			4～6		175	438	457		1.04	3.15

混凝土配合比参考表（碎石） 表附-6-55

水泥标号	碎石粒度 (cm)	混凝土等级	水灰比	坍落度 (cm)	用水量 (kg)	每m³用量 (kg)			重量比	
						水泥	砂	石	砂	石
400	0.5～1.5	C15	0.71	1～3	200	282	718	1250	2.54	4.43
				4～6	210	216	694		2.34	4.23
		C20	0.58	1～3	354	354	675	1230	1.96	3.57
				4～6	362	362	648		1.79	3.40
		C30	0.43	1～3	465	465	585	1200	1.26	2.58
				4～6	488	488	552		1.13	2.46
500	0.5～1.5	C15	0.80	1～3	250	250	750	1250	3.00	5.00
				4～6	262	262	728		2.78	4.77
		C20	0.67	1～3	298	298	722	1230	2.42	4.13
				4～6	314	314	696		2.22	3.92
		C30	0.50	1～3	400	400	650	1200	1.62	3.00
				4～6	420	420	620		1.48	2.86
		C40	0.40	1～3	500	500	520	1230	1.04	2.46
				4～6	525	525	485		0.92	2.35
400	1～3	C15	0.72	1～3	264	264	716	1280	2.71	4.80
				4～6	278	278	672		2.42	4.15
		C20	0.59	1～3	322	322	658	1280	2.04	3.98
				4～6	339	339	630		1.84	3.78
		C30	0.44	1～3	190	432	548	1280	1.27	2.96
				4～6	200	455	515		1.13	2.82

续表

水泥标号	碎石粒度 (cm)	混凝土等级	水灰比	坍落度 (cm)	用水量 (kg)	每m³用量（kg）			重量比	
						水泥	砂	石	砂	石
500	1～3	C15	0.81	1～3	190	234	746	1280	3.19	5.48
				4～6	200	247	723		2.93	5.19
		C20	0.68	1～3	190	279	701	1280	2.51	4.58
				4～6	200	295	675		2.29	4.34
		C30	0.51	1～3	190	372	608	1280	1.63	2.45
				4～6	200	393	577		1.47	3.26
		C40	0.41	1～3	190	463	492	1300	1.07	2.82
				4～6	200	488	462		0.95	2.66
400	2～4	C15	0.73	1～3	175	240	735	1300	3.06	5.44
				4～6	185	254	711		2.80	5.11
		C20	0.60	1～3	175	292	683	1300	2.34	4.45
				4～6	185	308	657		2.14	4.22
		C30	0.45	1～3	175	390	585	1300	1.50	3.34
				4～6	185	410	555		1.35	3.18
500	2～4	C15	0.82	1～3	175	214	761	1300	3.55	6.07
				4～6	185	226	739		3.27	5.75
		C20	0.69	1～3	175	254	720	1300	2.83	5.12
				4～6	185	268	697		2.60	4.85
		C30	0.52	1～3	175	336	639	1300	1.90	3.87
				4～6	185	356	609		1.71	3.65
		C40	0.42	1～3	175	416	589	1320	1.41	3.18
				4～6	185	440	555		1.26	3.00

注：1. 表附-6-54和表附-6-55摘自《煤矿矿井采矿设计手册》中的表 1-10-83中的中间值，只作为设计中估计材料用。

2. 表附-6-54和表附-6-55均适用于中砂，当用粗砂时，用水量减少 0 ～15kg，用砂量增加60kg，用石量减少60kg；如用细砂时则相反。

参 考 文 献

1. 中国建筑科学研究院主编，《建筑结构设计统一标准》GBJ68—84（试行），中国建筑工业出版社，1984年。
2. 中华人民共和国国家标准，《矿山井巷工程施工及验收规范》GBJ213，中国建筑工业出版社，1980年。
3. 中华人民共和国冶金工业部制订，《冶金矿山安全规程》（井下部分），冶金工业部，1980年12月。
4. 国家建材局制订，《建材矿山安全规程》（试行），1983年9月。
5. 中华人民共和国化学工业部制订，《化学矿山安全规程》，1981年12月。
6. 铁道部，《铁路工程技术规范》，人民铁道出版社，1976年。
7. 冶金工业部主编，《锚杆喷射混凝土支护技术规范》GBJ86—85，1985年。
8. 中国人民解放军总参谋部，《国防工程锚喷支护技术暂行规定》，解放军战士出版社，1984年。
9. 中华人民共和国煤炭工业部制订，《煤炭工业设计规范》，煤炭工业出版社，1978年。
10. 冶金矿山设计参考资料编写组编，《冶金矿山设计参考资料》上、下册，冶金工业出版社，1974年1月。
11. 煤矿矿井采矿设计手册编写组，《煤矿矿井采矿设计手册》上、下册，煤炭工业出版社，1984年12月。
12. 高磊等编，《矿山岩体力学》，冶金工业出版社，1979年7月。
13. 铁道部第二设计院主编，《隧道》，人民铁道出版社，1978年6月。
14. 沈季良等编著，《建井工程手册》第一卷、第四卷，煤炭工业出版社，1986年10月。
15. 建筑结构静力计算手册编写组，《建筑结构静力计算手册》，中国建筑工业出版社，1975年6月。
16. 机械设计手册联合编写组编，《机械设计手册》，化学工业出版社，1979年10月。
17. 第一机械工业部设计研究总院编，《动力机器基础设计手册》，中国建筑工业出版社，1983年3月。
18. 郑重远、黄乃炯编著，《树脂锚杆及锚固剂》，煤炭工业出版社，1983年4月。
19. 淮南煤炭学院编，《井巷设计》，安徽人民出版社，1975。
20. 史天生编，《立井井筒装备》，煤炭工业出版社，1983年11月。
21. 铁道部专业设计院，《隧道衬砌》，人民铁道出版社，1981年。
22. 铁路专业设计院，《整体式隧道衬砌》，人民铁道出版社，1964年。
23. 淮南煤矿学院编，《井巷工程》第二分册平巷，煤炭工业出版社，1980年。
24. 冶金工业部制订，《冶金矿山地面窄轨铁路设计规范》（试行），冶金工业出版社，1981年。
25. 交通部，《厂矿道路设计规范》TJ22—77，（试行），人民交通出版社，1978年。
26. 长沙矿山研究院等编，《充填采矿法》，冶金工业出版社，1978年。
27. 给水排水设计手册编写组编，《给水排水设计手册》第四册、第六册，中国建筑工业出版社，1974年。
28. 郭宝崑，《溜井技术讲座》，矿山技术，1982年。
29. 南昌有色冶金设计院编，《冶金矿山井巷设计资料》，冶金工业出版社，1979年。

30. 水泥矿山设计手册编写组编，《水泥矿山设计手册》，中国建筑工业出版社，1981年。
31. 选矿设计参考资料编写组编，《选矿设计参考资料》，冶金工业出版社，1972年。
32. 铁道部第四设计院主编，《铁道工程设计手册》，人民铁道出版社，1977年。
33. 汪胡桢著，《水工隧洞的设计理论和计算》，水力电力出版社，1977年。
34. 井巷工程施工手册编写组，《井巷工程施工手册》，第十篇井巷支护，煤炭工业出版社，1979年。
35. 电力工业部东北勘测设计院锚喷组编《地下洞室的锚喷支护》，水利出版社，1981年。
36. 王明恕等，《锚喷支护理论探讨》，矿山技术，1985年1～6期。
37. 林韵梅等编，《地压讲座》，煤炭工业出版社，1981年。
38. 李世辉等，《球铰式周边收敛计及其在工程中的应用》，地下工程，1983年第9期。
39. 中国科学院技术情报所重庆分所编辑，《锚喷支护及测试技术文集》，科学技术文献出版社重庆分社，1979年。
40. 徐祯祥，《地下工程试验及测试技术》，中国铁道出版社，1984年。
41. 北京有色冶金设计院、鞍山黑色金属矿山设计院合编，《金属矿山采矿设备设计》，冶金工业出版社，1977年。
42. 〔日〕坪井直道著，吴永宽译、崔增骥校，《化学注浆法的实际应用》，煤炭工业出版社出版，1980年2月。
43. 电力部华东勘测设计院科学研究所著，《化学灌浆技术》，水力出版社出版，1979年11月。
44. 煤炭科学研究院建井所注浆室，《煤矿注浆技术》，煤炭工业出版社出版，1978年12月。
45. 杜嘉鸿、张崇瑞、何修仁编，《注浆工程简明手册》，东北工学院，1982年。