

UDC

中华人民共和国国家标准



P

GB 50771 – 2012

有色金属采矿设计规范

Code for design of nonferrous metal mining

2012 – 05 – 28 发布

2012 – 12 – 01 实施

中华人民共和国住房和城乡建设部
中华人民共和国国家质量监督检验检疫总局

联合发布

中华人民共和国国家标准

有色金属采矿设计规范

Code for design of nonferrous metal mining

GB 50771 - 2012

主编部门:中国有色金属工业协会

批准部门:中华人民共和国住房和城乡建设部

施行日期:2012年12月1日

中国计划出版社

2012 北 京

中华人民共和国国家标准
有色金属采矿设计规范
GB 50771-2012

☆

中国计划出版社出版

网址: www.jhpress.com

地址: 北京市西城区木樨地北里甲 11 号国宏大厦 C 座 4 层

邮政编码: 100038 电话: (010) 63906433 (发行部)

新华书店北京发行所发行

北京世知印务有限公司印刷

850mm×1168mm 1/32 9.375 印张 240 千字

2012 年 11 月第 1 版 2012 年 11 月第 1 次印刷

☆

统一书号: 1580177·937

定价: 52.00 元

版权所有 侵权必究

侵权举报电话: (010) 63906404

如有印装质量问题, 请寄本社出版部调换

中华人民共和国住房和城乡建设部公告

第 1409 号

关于发布国家标准《有色金属 采矿设计规范》的公告

现批准《有色金属采矿设计规范》为国家标准，编号为 GB 50771—2012，自 2012 年 12 月 1 日起实施。其中，第 3.0.6、5.2.4、5.2.5、7.4.15、9.3.1（2、3）、9.3.3（4）、9.3.9（3）、9.4.8（4、5）、10.3.1、11.2.1（2、3）、11.2.2、11.2.7（3）、13.6.5、14.1.3（6）、18.1.1、18.2.3（1）条（款）为强制性条文，必须严格执行。

本规范由我部标准定额研究所组织中国计划出版社出版发行。

中华人民共和国住房和城乡建设部

二〇一二年五月二十八日

前 言

本规范是根据原建设部《关于印发〈2006年工程建设标准规范制订、修订计划(第二批)〉的通知》(建标〔2006〕136号)的要求,由长沙有色冶金设计研究院有限公司会同有关单位共同编制完成的。

本规范在编制过程中,规范编制组进行了广泛的调查分析,总结了我国有色金属矿山采矿的设计和生產经验,与相关标准进行了协调,并借鉴了国家现行有关标准,广泛征求了设计、科研、生产等单位的意见,经多次讨论、反复修改,最后经审查定稿。

本规范共分19章,主要内容有总则、术语和符号、基本规定、矿床地质、水文地质、岩石力学、露天开采、砂矿开采、地下开采、露天与地下联合开采、矿井通风、充填、竖井提升、斜井(坡)提升、坑内运输、压气设施、破碎站、排水与排泥、索道运输。

本规范中以黑体字标志的条文为强制性条文,必须严格执行。

本规范由住房和城乡建设部负责管理和对强制性条文的解释,中国有色金属工业协会负责日常管理,长沙有色冶金设计研究院有限公司负责具体技术内容的解释。本规范在执行过程中,请各单位结合工程实践,认真总结经验,如发现需要修改或补充之处,请将意见和建议寄至长沙有色冶金设计研究院有限公司《有色金属采矿设计规范》管理组(地址:湖南省长沙市解放中路199号;邮政编码:410011;传真:0731-82228112),以便今后修订时参考。

本规范主编单位、参编单位、主要起草人和主要审查人:

主 编 单 位:长沙有色冶金设计研究院有限公司

参 编 单 位:中国恩菲工程技术有限公司

昆明有色冶金设计研究院股份公司

兰州有色冶金设计研究院有限公司
中金岭南有色金属股份有限公司凡口铅锌矿
广西华锡集团股份有限公司
金诚信矿业管理有限公司

主要起草人:刘放来 廖江南 刘福春 祝瑞勤 陈建双
刘育明 尹卫荣 杨建中 张木毅 苏家红
李红辉 戴紫孔 畅文生 吴秀琼 唐 建
陈子辉 徐进平 龚清田 朱建国 韩晓明
杨 震 苗明义 淡永富 陶平凯 肖力波
许毓海 杨光毅 顾秀华 邸新宁 王红敏
李悦良 苏莘文 黄炳贻 谢 鹰
主要审查人:贺 健 谢 良 郭 然 李振林 蒋 义
梁海根 徐志强 李发本

目 次

1	总 则	(1)
2	术语和符号	(2)
2.1	术语	(2)
2.2	符号	(3)
3	基本规定	(5)
4	矿床地质	(10)
4.1	工业指标制定	(10)
4.2	选矿试样采取设计	(10)
4.3	资源储量估算	(11)
4.4	基建和生产勘探	(12)
5	水文地质	(14)
5.1	涌水量计算	(14)
5.2	地面和井下防水	(16)
5.3	矿床疏干	(17)
5.4	防渗帷幕	(19)
6	岩石力学	(21)
6.1	岩体质量分类和地应力计算	(21)
6.2	露天边坡角的选取及边坡稳定性监测	(24)
6.3	井下工程稳定性评价	(26)
7	露天开采	(29)
7.1	露天开采境界	(29)
7.2	露天矿山生产能力	(31)
7.3	基建与采剥进度计划	(32)
7.4	开拓运输	(33)

7.5	穿孔、爆破工艺	(37)
7.6	装载工艺	(40)
7.7	设备选择	(42)
7.8	排土场	(43)
7.9	硐室爆破	(44)
7.10	露天采场复垦	(45)
8	砂矿开采	(47)
8.1	水力开采	(47)
8.2	挖掘船开采	(51)
8.3	机械开采	(53)
9	地下开采	(54)
9.1	矿山生产能力	(54)
9.2	开采岩移范围和地面建筑物、构筑物保护	(56)
9.3	矿床开拓	(59)
9.4	空场采矿法	(63)
9.5	充填采矿法	(67)
9.6	崩落采矿法	(69)
9.7	凿岩爆破	(74)
9.8	回采出矿	(74)
9.9	基建与采掘进度计划	(76)
9.10	设备选择	(77)
10	露天与地下联合开采	(78)
10.1	露天与地下同时开采	(78)
10.2	露天转地下开采	(79)
10.3	地下转露天开采	(81)
11	矿井通风	(82)
11.1	通风系统	(82)
11.2	风量计算与分配	(84)
11.3	通风构筑物	(87)

11.4	坑内环境与气象	(88)
11.5	主通风装置与设施	(90)
12	充 填	(93)
12.1	充填材料	(93)
12.2	充填能力计算	(93)
12.3	充填料制备站	(94)
12.4	充填料输送	(96)
13	竖井提升	(98)
13.1	提升设备选择与配置	(98)
13.2	主要提升参数的选取和计算	(100)
13.3	提升容器与平衡锤	(102)
13.4	提升钢丝绳及钢丝绳罐道	(103)
13.5	竖井提升装置	(104)
13.6	井口与井底车场	(107)
13.7	箕斗装载与粉矿回收	(108)
14	斜井(坡)提升	(109)
14.1	提升设备选择与配置	(109)
14.2	主要提升参数的选取与计算	(110)
14.3	提升容器与提升钢丝绳	(112)
14.4	斜井提升装置	(112)
14.5	斜井与车场连接	(114)
14.6	斜井或斜坡箕斗装载与粉矿回收	(115)
15	坑内运输	(116)
15.1	机车运输	(116)
15.2	无轨运输	(119)
15.3	带式输送机运输	(121)
16	压气设施	(125)
16.1	站址选择	(125)
16.2	设备选择与计算	(125)

16.3	站房布置	(126)
16.4	储气罐	(127)
16.5	空气压缩机冷却用水	(128)
16.6	压缩空气管网	(129)
17	破碎站	(131)
17.1	露天破碎站	(131)
17.2	井下破碎站	(132)
18	排水与排泥	(134)
18.1	露天矿排水	(134)
18.2	井下排水	(136)
18.3	井下排泥	(139)
19	索道运输	(140)
19.1	适用条件和主要设计参数	(140)
19.2	索道线路的选择与设计	(144)
19.3	索道的站址选择与站房设计	(145)
19.4	索道设备的选型与设计	(148)
	本规范用词说明	(152)
	引用标准名录	(153)
	附:条文说明	(155)

Contents

1	General provisions	(1)
2	Terms and symbols	(2)
2.1	Terms	(2)
2.2	Symbols	(3)
3	Basic requirement	(5)
4	Deposit geology	(10)
4.1	Development of industrial index	(10)
4.2	Design of beneficiation test sampling	(10)
4.3	Resource and reserve estimation	(11)
4.4	Construction and production exploration	(12)
5	Hydrogeology	(14)
5.1	Water inflow calculation	(14)
5.2	Ground and underground water-proofing	(16)
5.3	Deposit drainage	(17)
5.4	Impervious curtain	(19)
6	Rock mechanics	(21)
6.1	Rock mass classification and ground stress calculation	(21)
6.2	Selection of open-pit slope angle and monitoring of slope stability	(24)
6.3	Evaluation of underground project stability	(26)
7	Open-pit mining	(29)
7.1	Open-pit mining boundary	(29)
7.2	Open-pit mine capacity	(31)
7.3	Schedule of construction , mining and stripping	(32)

7.4	Development and transportation	(33)
7.5	Drilling and blasting process	(37)
7.6	Loading process	(40)
7.7	Equipment selection	(42)
7.8	Waste dump	(43)
7.9	Chamber blasting	(44)
7.10	Open-pit reclamation	(45)
8	Placer mining	(47)
8.1	Hydraulic mining	(47)
8.2	Dredger mining	(51)
8.3	Mechanical mining	(53)
9	Underground mining	(54)
9.1	Mine capacity	(54)
9.2	Range of mining rock mass movement and protection of ground buildings & structures	(56)
9.3	Deposit development	(59)
9.4	Open stoping	(63)
9.5	Filling stoping	(67)
9.6	Caving mining	(69)
9.7	Drilling and blasting	(74)
9.8	Mined ore removal	(74)
9.9	Schedule of construction and mining	(76)
9.10	Equipment selection	(77)
10	Open-pit and underground combined mining	(78)
10.1	Open-pit and underground simultaneous mining	(78)
10.2	Transition from open-pit mining to underground mining	(79)
10.3	Transition from underground mining to open-pit mining	(81)
11	Mine ventilation	(82)

11.1	Ventilation system	(82)
11.2	Air flow calculation and distribution	(84)
11.3	Ventilation structures	(87)
11.4	Underground environment and atmosphere	(88)
11.5	Main ventilation device and installations	(90)
12	Filling	(93)
12.1	Filling material	(93)
12.2	Filling capacity calculation	(93)
12.3	Filling material preparation station	(94)
12.4	Filling material delivery	(96)
13	Shaft hoisting	(98)
13.1	Selection and configuration of hoisting equipment	(98)
13.2	Selection and calculation of main hoisting parameters	(100)
13.3	Hoisting container and balance weight	(102)
13.4	Hoisting steel rope and steel rope guide	(103)
13.5	Shaft hoisting device	(104)
13.6	Shaft head and shaft station	(107)
13.7	Skip loading and fine ore recovery	(108)
14	Inclined shaft (ramp) hoisting	(109)
14.1	Selection and configuration of hoisting equipment	(109)
14.2	Selection and calculation of main hoisting parameters	(110)
14.3	Hoisting container and hoisting rope	(112)
14.4	Inclined shaft hoisting device	(112)
14.5	Connection between the inclined shaft and shaft station	(114)
14.6	Inclined shaft or skip loading and fine ore recovery	(115)
15	Underground haulage	(116)
15.1	Locomotive haulage	(116)
15.2	Trackless haulage	(119)
15.3	Belt conveyer haulage	(121)

16	Air compression station	(125)
16.1	Site selection	(125)
16.2	Equipment selection and calculation	(125)
16.3	Station building layout	(126)
16.4	Air tank	(127)
16.5	Air compressor cooling water	(128)
16.6	Compressed air pipeline	(129)
17	Crushing station	(131)
17.1	Open-pit crushing station	(131)
17.2	Underground crushing station	(132)
18	Drainage and spoil disposal	(134)
18.1	Open-pit drainage	(134)
18.2	Underground drainage	(136)
18.3	Underground spoil disposal	(139)
19	Ropeway transportation	(140)
19.1	Applicable conditions and main design parameters	(140)
19.2	Selection and design of ropeway routing	(144)
19.3	Selection of ropeway site and design of station house	(145)
19.4	Ropeway equipment sizing and design	(148)
	Explanation of wording in this code	(152)
	List of quoted standards	(153)
	Addition;Explanation of provisions	(155)

1 总 则

1.0.1 为贯彻执行国家发展有色金属工业的各项法律、法规和方针政策,推广应用有色金属矿山行之有效的先进技术和经验,推动科技进步,提高有色金属采矿设计质量,合理开采有色金属矿山资源,制定本规范。

1.0.2 本规范适用于新建、改建、扩建的有色金属矿山预可行性研究、可行性研究和矿山工程建设的采矿设计。

1.0.3 有色金属采矿设计除应符合本规范外,尚应符合国家现行有关标准的规定。

2 术语和符号

2.1 术 语

2.1.1 露天开采 open-pit mining

在敞露的地表采场进行有用矿物的采剥作业。

2.1.2 露天开采境界 open-pit limit

由露天采场的底面和边帮限定的可采空间的边界。

2.1.3 剥采比 stripping ratio

露天开采境界内剥离物的体积或质量与采出矿石的体积或质量之比。

2.1.4 挖掘船开采 dredger mining

用安装设置采选联合机组设施的船只,从事水下砂矿开采的作业。

2.1.5 地下开采 underground mining

从地表向地下掘进一系列井巷工程通达矿体,建立完整的提升、运输、通风、排水、供电、供气、供水等生产系统及其辅助生产系统,并进行有用矿物的采矿工作的总称。

2.1.6 矿床开拓 deposit development

从地表掘进一系列井巷工程通达矿体,以形成提升、运输、通风、排水、供水、供电等完整系统。

2.1.7 空场采矿法 open stoping

在回采过程中,主要依靠采场围岩自身的稳固性或少量矿柱等支撑能力,维护采空区稳定的一类采矿方法。

2.1.8 充填采矿法 filling method

随着回采工作面推进到一定距离后,用充填材料充填采空区,以控制采场地压的一类采矿方法。

2.1.9 崩落采矿法 caving mining

随着回采工作的进行,强制或自然崩落矿体上部覆盖岩石和顶、底盘围岩充填采空区,以控制采场地压和处理采空区的一类采矿方法。

2.1.10 “三下”采矿 mining under surface water-body, building or railway

指在地表水体、建(构)筑物或铁路下开采矿床的工作。

2.1.11 竖井提升 shaft hoisting

竖井中采用钢丝绳牵引提升容器进行升降运输的方式。

2.1.12 斜井(坡)提升 inclined shaft(ramp) hoisting

在倾斜巷道或露天斜坡中采用钢丝绳牵引提升容器进行运输的方式。

2.1.13 提升钢丝绳 hoisting rope

用来悬挂提升容器沿井筒作上、下直线运动的钢丝绳。

2.1.14 首绳 head rope

摩擦提升中悬吊提升容器的钢丝绳,亦称主绳。

2.1.15 尾绳 tail rope

摩擦提升中悬挂在两提升容器底部作平衡用的钢丝绳。

2.2 符 号

2.2.1 应力、节理

σ_v ——垂直应力;

σ_{H1} ……水平应力;

J_n ——节理组数系数;

J_r ——节理粗糙度系数;

J_s ……节理蚀变或蜕变影响系数;

J_w ——节理水折减系数;

SRF——应力折减系数。

2.2.2 生产能力

- A ——矿山生产能力；
 A_P ——露天采场生产能力；
 Q_P ——单台挖掘机平均生产能力；
 V_b ——钻机台班效率；
 Q_T ——水枪冲采土岩的生产能力；
 Q ——砂矿土岩生产能力；
 Q_d ——挖掘船生产能力；
 Q_r ——日充填能力。

2.2.3 长度、距离、高度、射程

- L_P ——单个采矿台阶可布置的采矿工作线长度；
 L_o ——单台挖掘机占用的工作线长度；
 L_{min} ——水枪距工作面最小距离；
 L ——水枪射程；
 H ——台阶高度、提升高度；
 L_g ——过卷距离。

3 基本规定

3.0.1 有色金属矿山预可行性研究及可行性研究,应根据矿山资源条件和外部建设条件、资源配置及市场需求、可能采取的开采技术及装备条件、资金筹措及投资效果等,全面分析研究矿山建设的必要性、可行性、合理性。

3.0.2 矿产资源开采应首先开发矿石质量高、易采选、外部建设条件和经济效益好的矿床。在矿床总体开采方案的指导下,在技术条件允许和保护资源的前提下,宜先期开采基建工程量小、投产快和品位较高的地段。

3.0.3 露天开采和地下开采方式的选择,应根据技术、经济、资源开发利用、生态环境保护、地质灾害防治、水土保持、土地复垦等影响因素经综合比较后确定。有条件的矿山宜采用露天开采方式。

3.0.4 矿产资源开采应采取合理的开采顺序、开采方法,采矿回采率、贫化率应符合国家和相关行业准入条件等的规定。在开采主要矿产的同时,对具有工业价值的共生和伴生矿产应统一规划、综合开采、综合利用、防止浪费;对暂时不能综合开采或必须同时采出而暂时还不能综合利用的矿产,应采取有效的保护措施。

3.0.5 有色金属采矿设计应贯彻执行矿山生态环境保护与污染防治技术政策。露天开采矿山宜推广剥离——排土——造地——复垦的一体化技术;地下开采矿山宜推广应用充填采矿工艺技术,利用尾砂、废石充填采空区,推广减轻地表沉陷的开采技术;水力开采的矿山宜推广水重复利用率高的开采技术;有条件的矿山宜研究推广水溶浸采矿工艺技术,发展集采、选、冶于一体,直接从矿床中获取金属的工艺技术。

3.0.6 有色金属地下矿山必须有监测监控、井下人员定位、紧急

避险、压风自救、供水施救和通信联络系统等安全防护技术装备。

3.0.7 有色金属矿山设计应符合下列规定：

1 应持续采用行之有效的采矿新工艺、新技术、新设备、新材料。

2 应广泛吸收各学科的高新技术，开拓更先进的、非传统的采矿技术，不断提高矿山信息化、数字化、智能化水平。

3 应不断降低原材料、能源消耗。

4 应采取防止资源损失和生态破坏的措施。

5 应体现建设资源节约型和环境友好型有色矿山企业的设计理念，促进有色金属矿业可持续发展。

3.0.8 可行性研究报告应依据经评审、备案的详查或勘探地质报告编制。初步设计应依据经评审、备案的勘探地质报告编制；水文地质条件简单的小型矿山和改建、扩建矿山，初步设计可依据经评审、备案的详查地质报告编制。可行性和初步设计应对勘查方法、勘查工作质量、勘查程度、资源可靠程度、开采和加工技术条件等进行评价。

3.0.9 因工业指标变更、矿业权变动、资源储量发生重大变化，以及工程建设项目压覆等矿区，设计应依据经评审、备案的资源储量核实报告。

3.0.10 设计利用资源储量和设计可采储量，应按下列规定估算：

1 依据资源储量主要类型为探明、控制的经济基础储量和内蕴经济资源量，推断的内蕴经济资源量可部分使用。

2 推断的内蕴经济资源量可信度系数应根据矿床赋存特征和勘探工程控制程度选取，可取 0.5~0.8。

3 设计损失量应包括露天开采设计不能回收的挂帮矿量，地下开采设计的工业场地、井筒及永久建筑物、构筑物等需留设的永久性保护矿柱的矿量，以及因法律、社会、环境保护等因素影响不得开采的矿量。

4 设计利用资源储量可按下式估算：

设计利用资源储量 = Σ (经济基础储量 + 探明、控制的内蕴经济资源量 + 推断的内蕴经济资源量 \times 可信度系数) - 设计损失量 (3.0.10-1)

5 设计可采储量可按下式估算：

设计可采储量 = 设计利用资源储量 - 采矿损失量 (3.0.10-2)

3.0.11 水文地质条件复杂的矿山,应根据现行国家标准《矿区水文地质工程地质勘探规范》GB 12719 和矿山防治水要求,进行水文地质勘探和研究程度评价。当水文地质勘探和研究程度严重不足,影响防治水方案确定时,设计应提出补充勘探要求。

3.0.12 可行性研究和初步设计应有岩石力学专篇。大型露天矿山和边坡工程地质条件复杂的中、小型露天矿山设计,宜依据经评审的边坡工程地质勘查报告和边坡稳定性评价报告;技术条件复杂的大、中型地下矿山设计,宜依据岩石力学专题研究报告。可行性研究阶段尚未开展岩石力学研究的矿山,设计应提出岩石力学研究的内容和建议。

3.0.13 有自燃发火可能的地下矿山,矿山防灭火设计应依据经评审通过的矿岩自燃发火研究报告。

3.0.14 矿山的生产建设规模应根据矿床开采技术条件、矿床的勘探程度和资源储量、外部建设条件、工艺技术和装备水平、市场需求、资金筹措等因素,经计算论证和技术经济综合比较后确定;生产规模较大的矿山应研究分期建设的可行性和经济合理性。有色金属矿山生产建设规模分类,宜符合表 3.0.14 的规定。

表 3.0.14 有色金属矿山生产建设规模分类

矿种类别	矿山生产建设规模级别			
	计量单位	大型	中型	小型
铜、铅、锌、钨、锡、锑、钼、镍矿山	矿石万 t/年	≥ 100	100~30	<30
钴、镁、铋、汞矿山	矿石万 t/年	≥ 100	100~30	<30
稀土、稀有金属矿山	矿石万 t/年	≥ 100	100~30	<30

续表 3.0.14

矿种类别	矿山生产建设规模级别			
	计量单位	大型	中型	小型
铝土矿山	矿石万 t/年	≥100	100~30	<30
金(岩金)矿山	矿石万 t/年	≥15	15~6	<6
金(砂金船采)矿山	矿石万 m ³ /年	≥210	210~60	<60
金(砂金机采)矿山	矿石万 m ³ /年	≥80	80~20	<20
银矿山	矿石万 t/年	≥30	30~20	<20
其他贵金属矿山	矿石万 t/年	≥10	10~5	<5

3.0.15 新建矿山的设计合理服务年限应符合表 3.0.15 的规定。改建、扩建矿山的设计合理服务年限不宜低于相同开采方式新建矿山设计合理服务年限的 50%。

表 3.0.15 新建矿山的设计合理服务年限(年)

矿山类别	大型	中型	小型
露天矿山	>20	>15	>8
地下矿山	>25	>15	>8

3.0.16 有色金属矿山的建设工期不宜超过表 3.0.16 的规定。

表 3.0.16 建设工期(月)

矿山类别	大型	中型	小型
露天矿山	24~36	18~24	12~18
地下矿山	36~48	24~36	18~24

3.0.17 有色金属采矿设计涉及的安全、环境保护、水土保持、职业病防护等设施,应与主体工程同时设计、同时施工、同时投入生产和使用。

3.0.18 有色金属矿山从投产起至达到设计生产规模的时间,大、中型矿山不宜大于 3 年;小型矿山不宜大于 1 年。

3.0.19 有色金属矿山投产时的年产量与设计年产量的比例,宜

符合表 3.0.19 的规定。

表 3.0.19 投产时的年产量与设计年产量的比例(%)

矿山类别	大型	中型	小型
露天矿山	>40	>50	80~100
地下矿山	>30	>40	50~80

注：小型矿山生产建设规模小时取大值，生产建设规模大时取小值。

3.0.20 矿山生产贮备矿量保有期应符合表 3.0.20 的规定。

表 3.0.20 生产贮备矿量保有期

贮备矿量级别	露天开采矿山	地下开采矿山
开拓矿量	1年~2年	3年~5年
采准矿量	--	6个月~12个月
备采矿量	2个月~5个月	3个月~6个月

3.0.21 矿山工作制度宜采用连续工作制。矿山年工作天数宜为 300d 或 330d，每天宜为 3 班，每班宜为 8h。特殊气候地区需季节性工作或有特殊要求的露天矿、有严重影响人体健康的粉尘、气体、放射性物质的地下矿山，应按国家有关规定和实际情况确定工作制度。

3.0.22 有色金属矿山采矿工程设计应符合现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423 和《爆破安全规程》GB 6722 的有关规定。

4 矿床地质

4.1 工业指标制定

4.1.1 矿床工业指标的制定,应有顾客的委托书和地质勘查单位提供的工业指标建议书及相关资料。

4.1.2 静态工业指标应按边界品位、最低工业品位、矿床平均品位、最小可采厚度、夹石剔除厚度的指标体系制定。必要时,可增加剥采比、米百分值、含矿率、伴生有用组分含量、有害组分允许含量、品级划分标准、氧化率、铝硅比等针对性指标项;对有多种有用组分共生的矿床,可制定综合工业指标。

4.1.3 圈定矿体时,边界品位应用于单个样品;最低工业品位宜用于单工程或样品段,也可用于小块段;最小可采厚度和夹石剔除厚度应为工程中矿体的真厚度。

4.1.4 矿床工业指标的制定,应以整个矿床的资源储量进行试算。条件不具备时,应选择具有代表性的、勘探程度较高的主矿体和资源储量集中地段试算,试算范围的储量占矿床总储量的比例不宜低于 60%。

4.2 选矿试样采取设计

4.2.1 实验室扩大连续试验、半工业试验和工业试验的选矿试样采取应进行专项设计。采样设计应根据详查或勘探地质报告、初步确定的矿山建设方案及选矿试样要求进行编制。

4.2.2 选矿试验应采取整个矿床的代表性试样。条件不具备时,应采取前期生产不少于 5 年的代表性试样。

4.2.3 试样的主要和伴生有用组分含量、矿物组成、矿石结构构造、矿物嵌布粒径特征、氧化程度、细泥含量等,应与生产入选矿石

基本一致。

4.2.4 当矿床中有两种或两种以上类型、品级的矿石,且可能分采时,应分别采样进行试验。

4.2.5 采样设计内容应包括矿样的种类、数量、采样点布置、采样方法、采样施工、样品制备、配样和矿样包装等。

4.3 资源储量估算

4.3.1 设计应对地质资源储量进行检验估算,估算方法宜采用地质统计学法。资源储量估算结果应与评审、备案的资源储量进行对比,其允许相对误差应符合下列规定:

1 矿石量允许相对误差 3%~5%,铝土矿矿石量允许相对误差不大于 7%。

2 主要有用组分的品位允许相对误差 3%~5%,金属量允许相对误差不大于 5%。

3 估算方法相同时,应取下限;估算方法不同时,应取上限;超过本条第 1 款和第 2 款的规定时,应分析说明理由。

4.3.2 阶段或台阶、露天境界内和境界外的保有和设计利用资源储量,应按确定的开采范围、阶段或台阶标高进行估算。

4.3.3 阶段或台阶伴生有用组分资源储量估算应符合下列规定:

1 当伴生有用组分主要以独立矿物存在,且有系统的基本分析资料时,应按与主要组分相同的方法,计算阶段或台阶的平均品位和金属量。当仅有组合分析资料时,可按矿体平均品位计算,相应得出阶段或台阶的金属量,但伴生有用组分含量在不同矿石类型中有明显差别时,应根据阶段或台阶不同类型的矿石量加权,计算平均品位。

2 伴生有用组分主要以类质同象赋存在主要组分的矿物中,且仅有单矿物分析或组合分析结果时,可不计算阶段或台阶的品位和金属量。

4.3.4 采用几何图形法估算阶段或台阶资源储量宜采用分配法。

估算的各阶段或台阶资源储量总和与相同范围内保有资源储量允许的相对误差应符合表 4.3.4 的规定。

表 4.3.4 阶段或台阶资源储量估算允许相对误差(%)

计算方法	矿石量	品位
分配法	≤ 1	≤ 5
其他方法	≤ 5	≤ 5

注：品位指主要组分。

4.3.5 分配法估算阶段或台阶资源储量应以地质报告划分的块段为基本单元进行矿石量分配。阶段或台阶内各块段的矿石平均品位宜根据所切取的样品段重新组合计算。各阶段或台阶的矿石平均品位应采用矿石量加权求取。

4.3.6 在技术条件允许和充分利用资源的前提下,可在先期开采地段通过详细技术经济分析确定合理指标,分别圈定富矿和贫矿,估算阶段或台阶相应的资源储量。

4.4 基建和生产勘探

4.4.1 下列情况应进行基建勘探：

- 1 探明的基础储量保有量不能满足先期开采要求。
- 2 矿床地质条件复杂,采用较密的工程间距仍未获得探明的基础储量。
- 3 位于主矿体上、下盘,对先期开采有重要影响的小矿体,工程控制和研究程度不足。
- 4 先期开采地段不同类型、品级矿石的空间分布和数量未能详细查明。
- 5 采空区或断层规模较大,其分布范围及特征尚未详细圈定和评价。

4.4.2 基建勘探范围宜符合下列规定：

- 1 露天矿山,宜超前基建开拓深度两个台阶。
- 2 地下矿山,不宜小于基建采准矿块数的 1.5 倍。

4.4.3 露天开采矿山,勘探手段宜采用地面岩芯钻探或槽、井探,并宜辅以平台沟槽取样。生产勘探应辅以采矿爆破孔取样。钻探工程布置宜采用方格网法。

4.4.4 地下开采矿山,缓倾斜单一矿层宜采用坑探手段;下列情况应采用坑探与坑内钻探相结合的探矿手段:

1 矿体形态复杂、产状变化大,宜以坑内钻探代替穿脉进行加密控制。

2 主矿体上、下盘存在平行小矿体,其规模、形态、空间位置不明,宜以坑内钻探指导掘进。

3 老窿情况不明,对开采有较大影响,应预先予以探明。

4.4.5 基建和生产勘探工程间距,应根据矿床勘探类型、地质勘查阶段采用的工程间距及其控制效果,结合基建采场布置具体确定,宜在控制的工程间距基础上加密 1 倍~2 倍。

4.4.6 地下开采坑探工程的布置应与开拓、采准工程相结合。

4.4.7 生产探矿工程量计算应取 1.1~1.3 的地质变化影响系数。边部加密控制及探寻盲矿体的探矿工程量应另行计算,宜按正常探矿工程量的 20%~30%估算。

4.4.8 开采取样工作量应根据矿块尺寸、采准切割工程布置等计算。

5 水文地质

5.1 涌水量计算

5.1.1 地下开采矿山应计算最低开拓阶段及以上排水阶段的涌水量。涌水量计算应包括正常涌水量和最大涌水量。矿体采动后导水裂隙带波及地面时,还应计算错动区降雨径流渗入量。

5.1.2 矿井正常涌水量计算,地下水位应取矿区范围内所有揭露含水层的钻孔静止水位平均值;矿井最大涌水量计算,地下水位应取矿区范围内地下水长期观测资料中的最高值,裸露型岩溶发育矿区或岩溶塌陷严重矿区,还应计入降雨和地表水对矿井充水的影响量。

5.1.3 矿井涌水量计算宜根据矿区水文地质条件,选择两种以上计算方法对比后确定。水文地质边界条件复杂、矿井涌水量较大的矿区,宜选择矿区地下水位降深较大,影响半径扩展较广的抽、放水试验资料,并应用经验公式法进行计算。改建、扩建矿山矿井涌水量计算宜采用水文地质比拟法。

5.1.4 错动区正常降雨径流渗入量计算,其正常降雨量应按雨季实际降雨日的日平均降雨量选取。当无雨季降雨量及降雨天数时,年降雨量大于或等于 1000mm 地区,正常降雨径流渗入量应取设计频率 24h 暴雨渗入量的 10%;年降雨量小于 1000mm 地区,宜取 5%~8%。

计算开采错动区暴雨渗入量时,其渗入率可采用本矿山或相似条件矿山的实测资料,无实测资料时,可根据采动后地面破坏情况和覆岩特征,按表 5.1.4 选用。

表 5.1.4 暴雨渗入率

错动区地表、矿体顶板岩(土)层破坏程度及特征		矿体上部覆岩(土)特征		最大日暴雨渗入率
冒落带未扩展到地表,仅导水裂隙带扩展到地表		无塑性隔水土层	脆性岩石	0.20~0.15
			塑性岩石	0.15~0.10
		有塑性隔水土层,厚度(m)	5~10	0.10~0.05
			11~20	≤0.05
冒落带扩展到地表	矿体顶部覆岩不重复塌陷	无塑性隔水土层	脆性岩石	0.35~0.30
			塑性岩石	0.30~0.20
		有塑性隔水土层,厚度(m)	5~10	0.20~0.15
			11~20 21~30 31~50	0.15~0.10 0.10~0.05 ≤0.05
	矿体顶部覆岩重复塌陷	无塑性隔水土层	脆性岩石	0.40~0.30
	矿体顶部覆岩重复塌陷	有塑性隔水土层,厚度(m)	5~10	0.25~0.20
			11~20	0.20~0.15
			21~30 31~50	0.15~0.10 0.10~0.05

注:1 塑性岩石指页岩、泥灰岩、泥质砂岩、凝灰岩、千枚岩等;脆性岩石指石灰岩、白云岩、大理岩、花岗岩、片麻岩、闪长岩等;塑性隔水土层指第四系黏土、亚黏土和严重风化成土状物的基岩;

2 对表中暴雨渗入率波动值,当深厚比大时取最小值,深厚比小、导水裂隙或冒落带波及地表时取大值。

5.1.5 错动区的降雨径流渗入量和露天坑的暴雨径流量计算,设计暴雨频率标准取值应按下列规定选取:

- 1 大型矿山可取 5%。
- 2 中型矿山可取 10%。
- 3 小型矿山可取 20%。

4 塌陷特别严重、雨量大的地区,应适当提高暴雨频率标准取值。

5.1.6 露天开采矿山涌水量应包括地下水涌水量和露天坑大气降雨径流量,且应计算正常涌水量和最大涌水量。

5.1.7 露天坑正常降雨径流量应根据历年雨季实际降雨日的日平均降雨量计算;露天坑暴雨径流量计算,宜计算不大于24h短历时和与露天坑允许淹没时间相对应的24h~168h长历时的暴雨径流量。暴雨地表径流系数应采用当地实测资料,当条件不具备时,宜按表5.1.7选用。

表 5.1.7 暴雨地表径流系数

岩土类别		暴雨径流系数
重黏土、页岩		0.9
砂页岩、凝灰岩、玄武岩、花岗岩、轻黏土		0.8~0.9
腐殖土、砂岩、石灰岩、黄土、亚黏土		0.6~0.8
亚砂土、大孔性黄土		0.6~0.7
粉砂		0.2~0.5
细砂、中砂		0~0.4
粗砂、砾石		0~0.2
露天坑内废石堆场	以土壤为主	0.2~0.4
	以岩石为主	0~0.2

注:1 对正常降雨径流量,应将表中数值减去0.1~0.2;

2 当岩石有少量裂隙时,表中数值应减少0.1~0.2,中等裂隙时减0.2,裂隙发育时减0.3~0.4;

3 当腐殖土、黏性土壤中含砂时,表中数值应减0.1~0.2。

5.2 地面和井下防水

5.2.1 存在地表径流危害的矿山,应在露天境界、采矿错动区、岩溶集中塌陷区之外设置截水沟或修筑防洪堤。

5.2.2 下列情况应进行河流改道:

1 河流流经矿体上方的地下开采矿山,采用保护顶板的采矿方法或留设矿柱仍不能保证安全或经济上不合理。

2 河流穿越设计的露天境界。

3 河床地处岩溶塌陷区,对河床作渗漏处理仍不能保证矿山开采安全。

5.2.3 水文地质条件复杂的矿山,当采用矿床疏干、排水、防渗帷幕等措施技术经济不合理时,应留设防水矿柱。留设的防水矿柱应具有隔水性,其规格应经计算确定。

5.2.4 存在突水危害的地下矿山,必须采用超前探水或其他防水措施。

5.2.5 水文地质条件复杂的矿山,应在关键巷道内设置防水门。同一矿区的水文条件复杂程度明显不同时,在通往强含水带、积水区和有大量突然涌水危险区域的巷道,以及专用的截水、放水巷道内也应设置防水门。防水门应设置在岩石稳固的地点。

5.2.6 防水门水压计算应符合下列规定:

1 地下开采矿山设计水压应大于所防含水层的静止水位至防水门设置阶段标高差的水柱压力。

2 使用井巷排水方式的露天开采矿山,设计水压应大于防水门设置标高至设计频率暴雨时露天坑最高允许淹没标高的水柱压力值。

5.3 矿床疏干

5.3.1 下列情况宜采取预先疏干措施:

1 矿体或直接顶、底板为富水性较强、水头较高的含水层,在采掘过程中可能出现突然涌水,不能保证矿井正常掘进和生产安全。

2 矿体间接顶板存在含水丰富、水头高的含水层,采动后可能导通含水层。

3 矿体间接底板存在含水丰富、水头高的含水层,采掘过程

中可能引起底鼓和突水。

4 矿体直接顶板或位于开采错动范围内的间接顶板为流砂层,采掘过程中可能出现涌水、涌砂。

5 地下水影响露天边坡岩土物理力学性质改变,稳定性降低,边坡可能发生严重崩塌或滑坡,不能保证正常生产。

5.3.2 矿床疏干应有效降低地下水位,地下水位的降落曲线应低于相应时期被保护地段采掘工作面标高。

5.3.3 矿床疏干方案应根据矿区水文地质条件,选择两个或两个以上可行的方案,并经技术经济比较后确定。

5.3.4 符合下列条件之一时,宜采用地面深井疏干:

1 含水性较强、岩溶裂隙发育的岩溶含水层,裂隙特别发育的裂隙含水层及第四系砂砾含水层,渗透性好,有良好的补给条件。

2 无有效隔水层或弱含水层可供地下疏干开拓利用的地下矿山。

3 开采深度不大的露天矿山。

4 矿层及其顶、底板均为含水丰富、渗透性强的含水层。

5.3.5 地面深井疏干系统的位置宜布置在地下开采错动范围或露天开采最终境界以外 20m~50m,矿体分布范围广时可分期布置。深井系统移设的距离应满足相应时期对疏干的要求。

5.3.6 深井孔位宜选择在含水性相对较强、含水层厚度较大、隔水底板低洼部位。对非均质的岩溶或裂隙含水层,每个深井宜布置 2 个~4 个井位选择孔。

5.3.7 深井系统水泵备用及检修台数宜为工作台数的 25%~30%;当正常工作台数小于 10 台时,备用和检修台数宜为工作台数的 50%。

5.3.8 下列情况宜采用地下疏干:

1 可用平窿自流排水疏干的矿山。

2 需疏干的含水层渗透性较差、含水性很不均一或疏干深度较大。

3 露天开采矿山,上部存在渗透性良好的砂砾含水层,且有地表水强烈补给。

5.3.9 地下疏干的矿山应超前于一个生产阶段。疏干巷道的布置应与开拓、采准巷道相结合。采用一段疏干方式时,疏干阶段的标高不应低于强含水带的下部界限。

5.3.10 专用的疏干巷道应布置在岩石比较稳固的隔水或弱含水层中。下列情况可布置在强含水层中:

- 1 矿体及其顶、底板无隔水或弱含水层。
- 2 矿体及其顶底板隔水或弱含水层工程地质条件差。
- 3 需加强疏干强度。
- 4 可用平窿自流疏干。

5.3.11 存在突水危害的矿山应设计地下水位观测孔,观测孔开孔直径应大于91mm,终孔直径不得小于75mm。水文地质条件复杂,采用预先疏干或防渗帷幕的矿山,应设计系统的地下水观测网,观测网布置应符合下列规定:

1 观测网应由2条以上剖面组成,每条剖面上的观测孔不应少于3个。

2 重点观测区应为采掘范围,最远的观测孔不宜超过预计的疏干漏斗边缘。

3 应能控制对矿坑充水有影响的含水层和地表水体附近地下水的动态变化。

4 岩溶塌陷矿区,应兼顾重要工业及民用建筑物、构筑物地下水动态变化的观测。

5 采用防渗帷幕的矿山,应在帷幕内、外布置观测孔。

5.4 防 渗 帷 幕

5.4.1 矿区水文地质条件复杂,符合下列条件之一时,宜采用防渗帷幕:

1 采用疏干措施难以保证有效降低地下水位。

2 矿区附近存在重要的建筑物、构筑物 and 城镇等大型居民集中点,采用疏干措施不能保证安全。

3 覆盖型岩溶塌陷矿区,含水层厚度大、分布广,渗透性、含水性强,采用疏干措施形成的降落漏斗半径大,塌陷范围广。

4 大量排水影响附近城镇供水和地下水资源保护要求。

5.4.2 采用防渗帷幕宜具备下列水文地质基础条件:

1 地下水进入矿坑的通道比较狭窄。

2 进水通道两端和底部均有可靠和连续分布的隔水层或相对隔水层。

3 含水层必须具备良好的灌注条件,受灌注的含水层全段埋深较浅。

5.4.3 帷幕轴线位置确定应符合下列规定:

1 应布置在地下开采错动界线或露天开采最终境界外不小于 20m 的地段。

2 应垂直地下水进水方向。

3 宜布置在受灌层底板埋藏浅、过水断面窄、边界条件可靠的部位。

5.4.4 防渗帷幕轴线位置应进行水文地质、工程地质勘查,并应选择有代表性的地段进行帷幕注浆试验。

6 岩石力学

6.1 岩体质量分类和地应力计算

6.1.1 岩体质量宜按 Q 系统、RMR 值、MRMR 值和 BQ 进行定量分类；当不具备 Q 系统、RMR 值、MRMR 值分类条件时，可采用岩石饱和单轴抗压强度(R_c)或 RQD 值进行初步分类。岩体质量按岩石饱和单轴抗压强度(R_c)分类时，应符合表 6.1.1-1 的规定；按 RQD 值分类时，应符合表 6.1.1-2 的规定。

表 6.1.1-1 按岩石饱和单轴抗压强度(R_c)划分岩体质量

R_c (MPa)	>60	60~30	30~15	15~5	<5
坚硬程度	坚硬岩	较坚硬岩	较软岩	软岩	极软岩

表 6.1.1-2 按 RQD 值划分岩体质量

RQD(%)	岩体质量分级	裂隙发育情况
90~100	极好	巨大块状
75~90	好	轻微裂隙状
50~75	中等	中等裂隙状
25~50	差	强烈裂隙状
小于 25	极差	剪切破碎

6.1.2 Q 系统分类法，岩体质量应根据 Q 值计算结果按表 6.1.2-1 确定。指标 Q 值应按下式计算：

表 6.1.2-1 岩体质量按 Q 系统分级

评分值(Q 值)	>100	50~100	10~50	5~10	1~5	0.1~1	<0.1
岩体级别	I	II	III	IV	V	VI	VII
岩体质量描述	非常好的岩体	很好岩体	好岩体	一般	差	很差	非常差的岩体

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (6.1.2)$$

式中: Q ——岩体质量分类指标;

RQD ——岩石质量指标;

J_n ——节理组数系数, 宜按表 6.1.2-2 选取;

J_r ——节理粗糙度系数, 宜按表 6.1.2-3 选取;

J_s ——节理蚀变或蜕变影响系数; 蚀变愈严重, 值愈大; 节理面紧密结合, 夹有坚硬不软化的充填物时, 取 0.75; 节理中夹有膨胀性黏土时, 取 8~12;

J_w ——节理水折减系数; 节理渗水量愈大, 水压愈高, 值愈小; 干燥或微量渗水, 水压小于 0.1MPa 时, 取 1.0; 渗水量特别大或水压特别高, 持续无明显衰减时, 取 0.1~0.05;

SRF ——应力折减系数; 围岩初始应力愈高, 值愈大; 脆性坚硬的岩石有严重岩爆现象时, 取 10~20; 坚硬岩石有单一剪切带时, 取 2.5。

表 6.1.2-2 节理组数系数(J_n 值)

序号	节理发育情况	节理组数
1	完整岩体, 没有或极少节理	0.5~1.0
2	1组节理	2
3	1组~2组节理	3
4	2组节理	4
5	2组~3组节理	6
6	3组节理	9
7	3组~4组节理	12
8	4组~5组节理	15
9	压碎岩石, 似土类岩石	20

表 6.1.2-3 节理粗糙度系数(J_r 值)

序号	节理面粗糙度描述	不连续面	起伏度	平面
1	粗糙	4.0	3.0	1.5
2	平滑	3.0	2.0	1.0
3	光滑	2.0	1.5	0.5

6.1.3 RMR 值分类法,工程岩体分级因素指标的分项评分值宜按表 6.1.3-1 选取,岩体质量应根据总评分值计算结果按表 6.1.3-2 确定。

表 6.1.3-1 工程岩体分级因素指标的分项评分值

序号	分类参数	取值范围				
1	单轴抗压强度 (MPa)	>200	100~200	50~100	25~50	<25
	评分值	15	12	7	4	2
2	岩石质量指标 RQD(%)	90~100	75~90	50~75	25~50	<25
	评分值	20	17	13	8	3
3	节理间距(m)	>3	1~3	0.3~1	0.05~0.3	<0.05
	评分值	30	25	20	10	5
4	节理条件	节理面很粗糙,节理不连续,节理宽度为0,节理面岩石坚硬	节理面稍粗糙,宽度小于1mm,节理面岩石坚硬	节理面稍粗糙,宽度小于1mm,节理面岩石软弱	节理面光滑或含厚度小于5mm的软弱夹层,节理开口宽度1mm~5mm,节理连续	含厚度大于5mm的软弱夹层,开口宽度大于5mm,节理连续
	评分值	25	20	12	6	0
5	地下水	完全干燥	有潮气	潮湿	滴水	有水流
	评分值	10	8	7	4	0

表 6.1.3-2 岩体质量按 RMR 总评分值分类

总评分值 (RMR 值)	100~81	80~61	60~41	40~21	<20
岩体级别	I	II	III	IV	V
岩体质量描述	非常好的岩体	好岩体	一般岩体	差岩体	非常差岩体

6.1.4 MRMR 分类法,岩体质量 RMR 值调整系数应按表 6.1.4 选取,MRMR 评分值宜按下式计算:

$$\begin{aligned} MRMR = & RMR \times \text{岩体风化程度系数} \times \text{节理方位系数} \\ & \times \text{原岩应力及次生应力调整系数} \\ & \times \text{爆破影响调整系数} \end{aligned} \quad (6.1.4)$$

表 6.1.4 岩体质量 RMR 值调整系数

参 数	调整系数(%)
岩体风化程度	30~100
节理方位	63~100
原岩应力及次生应力	60~120
爆破影响	80~100

6.1.5 在缺乏现场实测数据时,地应力可按下列公式估算:

$$\sigma_v = 0.0098\gamma h \quad (6.1.5-1)$$

$$\sigma_H = \lambda\sigma_v \quad (6.1.5-2)$$

式中: h ——埋藏深度(m);

γ ——岩体密度(t/m^3);

λ ——侧压系数;

σ_v ——垂直应力(MPa);

σ_H ——水平应力(MPa)。

6.2 露天边坡角的选取及边坡稳定性监测

6.2.1 大型露天矿山和工程地质条件复杂的中、小型露天矿山,应根据工程地质勘查报告和边坡稳定性评价报告判断可能的潜在滑面和边坡的滑落模式,确定稳定系数 K 与最终边坡角 α 之间的关系。必要时,应根据岩层的岩性、赋存条件、地质构造、边坡外形轮廓,对不同深度、不同部位边坡进行稳定性验算。

6.2.2 露天边坡稳定系数 K 可按表 6.2.2 选取。

表 6.2.2 边坡稳定系数 K

边坡类型	服务年限(年)	稳定系数 K
边坡上有重要建筑物、构筑物	>20	>1.4
非工作帮边坡	<10	1.1~1.2
	10~20	1.2~1.3
	>20	1.3~1.4
工作帮边坡	临时	1.0~1.2

6.2.3 最终边坡角的选取应符合下列规定：

1 在确定边坡破坏模式的基础上,可采用图解分析法、极限平衡法、数值计算法进行综合评价;各区段条件不一致时,应分区段分析。

2 有水压的边坡,必要时应进行有水压变化的边坡稳定性敏感度分析。

3 弱层强度随不同含水率变化明显的边坡,应进行强度随含水率变化的边坡稳定性敏感度分析。

4 形状复杂的边坡,应对其轮廓形状进行计算分析。

5 地震烈度为六度及以上地区,应研究分析地震对边坡稳定性的影响。

6 工程地质勘查深度不够且没有边坡稳定性评价报告的大型露天矿山和工程地质条件复杂的中、小型露天矿山,宜通过边坡稳定性专题研究,确定合理边坡角后优化设计。

6.2.4 边坡工程地质条件简单、高度小于100m,且暴露时间小于15年的中、小型露天矿山,可采用类比法确定最终边坡角。

6.2.5 露天矿山边坡应采取监测措施。大型露天矿山和边坡工程地质条件复杂的中型露天矿山,应结合矿区大地测量基本控制网,设置监控站跟踪观测。

6.2.6 露天边坡监测宜包括地表大地变形监测、地表裂缝位移监测、地面倾斜监测、边坡裂缝多点位移监测、边坡深部位移监测、地

下水监测、孔隙水压力监测、边坡地应力监测、爆破震动量测和岩体破裂监测等内容。露天边坡稳定性监测主要内容和方法可按表 6.2.6 选用。

表 6.2.6 露天边坡稳定性监测的主要内容和方法

监测内容		主要监测仪器
位移监测	光学仪器监测	全站仪、经纬仪、水准仪等
	钻孔伸长计监测	并联式伸长计、单联式伸长计等
	倾斜监测	垂直钻孔倾斜仪、水平钻孔倾斜仪、水平杆式倾斜仪、倾斜盘、溢流式水管倾斜仪等
	裂缝监测	单向测缝计、三向测缝计、测距仪等
	收敛计监测	带式收敛计、丝式收敛计等
	脆性材料的位移监测	砂浆条带、玻璃、石膏等
	卫星定位系统监测	GPS 等
爆破震动量测 岩体破裂监测	爆破震动量测	测震仪等
	微震监测	微震监测系统
	声发射监测	声发射仪
水的监测	降雨监测	雨强、雨量监测仪等
	地表水监测	—
	地下水监测	钻孔水位和水压监测等

6.3 井下工程稳定性评价

6.3.1 井巷工程设计应根据岩体完整性、岩石的物理力学性质、地下水、地应力分布规律等因素进行稳定性评价。

6.3.2 井巷工程稳定性评价宜采用工程地质分析与数值分析相结合的方法。在工程稳定性评价基础资料不充分的条件下,可依据表 6.3.2 判断工程岩体的稳定性。

表 6.3.2 地下工程岩体自稳能力

岩体基本质量级别	自 稳 能 力
I	跨度 $\leq 20\text{m}$,可长期稳定,偶有掉块,无塌方
II	跨度 10m~20m,可基本稳定,局部可发生掉块或小塌方跨度小于 10m,可长期稳定,偶有掉块
III	跨度 10m~20m,可稳定数日至 1 个月,可发生小至中塌方 跨度 5m~10m,可稳定数月,可发生局部块体位移及小至中塌方 跨度小于 5m,可基本稳定
IV	跨度大于 5m,无自稳能力,数日至数月内可发生松动变形、小塌方,进而发展为中至大塌方。埋深小时,以拱部松动破坏为主,埋深大时,有明显塑性流动变形和挤压破坏;跨度小于或等于 5m,可稳定数日至 1 个月
V	无自稳能力

注:1 塌方高度小于 3m 或塌方体积小于 30m^3 ,为小塌方;

2 塌方高度 3m~6m 或塌方体积 $30\text{m}^3 \sim 100\text{m}^3$,为中塌方;

3 塌方高度大于 6m 或塌方体积大于 100m^3 ,为大塌方。

6.3.3 采场、采空区稳定性的评价方法应采用工程类比法和数值分析法。在工程稳定性评价基础资料不充分的条件下,宜依据表 6.3.2 判断采场、采空区岩体的稳定性。采场的稳定性评价应包括下列内容:

- 1 确定采场稳定性影响因素。
- 2 采矿对区域稳定性的影响。
- 3 采场结构参数的优化。
- 4 开采顺序优化。
- 5 开采对地表的扰动范围。

6.3.4 采场矿石的可崩性应根据矿体几何形状、结构面几何参数、结构面特征、矿岩物理力学性质、原岩应力状态、采场结构参

数、地下水条件、诱导方式等因素进行评价。评价方法宜采用 *MRMR* 经验图表法和数值分析法。

6.3.5 在陡坡山体下采矿,应对可能诱发的滚石、滑坡等地质灾害进行评价,并应提出相应的防治方案或不能开采的理由。

7 露天开采

7.1 露天开采境界

7.1.1 最终边坡要素的确定应符合下列规定：

1 台阶高度的确定应符合表 7.1.1-1 的规定。

表 7.1.1-1 台阶高度

矿岩性质	采掘作业方式		台阶高度(m)
松软的岩土	机械铲装	不爆破	不大于机械的最大挖掘高度
坚硬稳固的矿岩		爆破	不大于机械的最大挖掘高度的 1.5 倍
砂状的矿岩	人工开采		不大于 1.8
松软的矿岩			不大于 3.0
坚硬稳固的矿岩			不大于 6.0

注：挖掘机或装载机铲装时，爆堆高度不应大于机械最大挖掘高度的 1.5 倍。

2 台阶坡面角宜按表 7.1.1-2 的规定选取。

表 7.1.1-2 台阶坡面角

普氏系数 f	14~8	7~3	2~1
台阶坡面角($^{\circ}$)	75~70	65~60	60~45

注：表中取值可根据节理、裂隙和层理等发育条件及逆边坡方向或顺边坡方向进行调整。

3 安全平台宽度不应小于 3m；最终台阶并段时，可不设安全平台。

4 每隔 2 个~3 个安全平台应设一个清扫平台。人工清扫时，清扫平台宽度不应小于 6m；机械清扫时，清扫平台宽度应按设备要求确定，但不应小于 8m。

- 5 露天矿最终边坡采用多台阶并段时,并段数不应大于 3 个。
- 7.1.2 经济合理剥采比的确定方法应符合下列规定:
- 1 经济合理剥采比宜采用盈利比较法计算。
 - 2 当矿石价值不高,地下开采有盈利时,可采用成本比较法计算。
 - 3 只适宜露天开采的矿床,可采用价格法计算经济剥采比。
- 7.1.3 露天开采境界的圈定应符合下列规定:
- 1 境界剥采比不应大于经济合理剥采比。
 - 2 贵重金属和稀有金属矿床可采用平均剥采比不大于经济合理剥采比圈定。
 - 3 沿走向厚度变化大、地形复杂的不规则矿床,应采用境界剥采比不大于经济合理剥采比圈定,并应用平均剥采比不大于经济合理剥采比进行校核。
 - 4 按境界剥采比不大于经济合理剥采比圈定露天开采境界后,境界外资源储量少、难以用地下开采方式回收时,宜采用境界剥采比不大于价格法计算的经济剥采比扩大露天开采境界。
 - 5 矿层厚度大、剥采比小的矿床,可根据矿床控制程度和服务年限圈定。
 - 6 露天开采境界底平面的长度和宽度应满足铲装设备和运输设备的要求。
 - 7 基建剥离量和初期生产剥采比大的矿床,应进行露天和地下开采方式综合技术经济比较。
- 7.1.4 大、中型露天矿山应建立矿床数字化模型,并应采用专用矿业软件圈定露天开采境界。
- 7.1.5 采用分期开采应符合下列规定:
- 1 露天开采境界范围大、服务年限长或境界内矿床埋藏较深、上部剥离量较大时,宜采用分期开采。
 - 2 第一期境界应选择在开采条件好,且矿石品位高、剥采比及基建剥离量小的区域;服务年限宜大于还贷年限。

- 3 扩帮过渡期间不应使矿山减产、亏损或出现剥离高峰。
- 4 分期开采的临时边帮不应采用台阶并段。

7.2 露天矿山生产能力

7.2.1 露天矿山生产能力可按下列公式估算：

$$T=0.2\sqrt[4]{Q} \quad (7.2.1-1)$$

$$A=Q/T \quad (7.2.1-2)$$

式中： T ——矿山合理服务年限(年)；

A ——矿山生产能力(t/年)；

Q ——开采境界内设计可采储量(t)。

7.2.2 露天矿山生产能力的验算应符合下列规定：

1 应按同时工作的采矿台阶上可能布置的挖掘机台数和单台挖掘机生产能力验算。

2 应按年下降速度进行验算。

3 改建、扩建或大型露天矿山应验算运输线路咽喉地段的通过能力。

7.2.3 露天矿山生产能力应按同时工作的采矿台阶上可能布置的挖掘机台数和单台挖掘机生产能力验算。露天采场生产能力验算应符合下列公式的规定：

$$A_p = NmQ_p \quad (7.2.3-1)$$

$$N=L_p/L_o \quad (7.2.3-2)$$

式中： A_p ——露天采场生产能力(t/年)；

N ——单个采矿台阶可布置的挖掘机台数；

L_p ——单个采矿台阶可布置的采矿工作线长度(m)；

L_o ——单台挖掘机占用的工作线长度(m)；

Q_p ——单台挖掘机平均生产能力(t/年)；

m ——同时采矿的台阶数。

7.2.4 单斗挖掘机每立方米斗容年生产能力宜按表 7.2.4 的规定选取。

表 7.2.4 单斗挖掘机每立方米斗容年生产能力 $[10^4 \text{ m}^3 / (\text{m}^3 \cdot \text{年})]$

运输方式	岩石类别		
	坚硬岩石	中硬岩石	表土或不需爆破的岩石
汽车运输	15~18	18~21	21~24
铁路运输	12~15	15~18	18~21

注：机械传动单斗挖掘机(电铲)宜取低值，液压挖掘机宜取高值。

7.2.5 按年下降速度验证露天采场生产能力时，年下降速度应符合表 7.2.5 的规定。采用陡帮开采、分期开采或投产初期台阶矿量少、下降速度快的矿山，可按新水平准备时间确定下降速度。

表 7.2.5 年下降速度(m/年)

运输方式	类别	下降速度
汽车运输	山坡露天矿	24~36
	凹陷露天矿	18~30
铁路运输	山坡露天矿	12~15
	凹陷露天矿	8~12

注：采剥工艺简单、开拓工程量较小或采用横向开采、短沟开拓时，可取大值。

7.3 基建与采剥进度计划

7.3.1 露天开采应遵循自上而下的开采顺序，应分台阶开采，并应坚持“采剥并举，剥离先行”的原则。

7.3.2 基建与采剥进度计划编制应符合下列原则：

- 1 应减少基建剥离量、缩短基建时间。
- 2 达产时间和投产规模应分别符合本规范第 3.0.18 条和第 3.0.19 条的规定。
- 3 应减少前期生产剥采比。
- 4 全期生产剥采比均衡有困难时，可分期均衡，分期均衡期应大于 5 年，每期生产剥采比的变化幅度不宜过大。
- 5 开拓与备采矿量保有期应符合本规范第 3.0.13 条的规定。
- 6 编制采剥进度计划应以采掘设备能力为计算单元。

7 采剥进度计划应至少编制至投产后第 5 年末,分期开采的矿山应编制扩帮过渡期采剥进度计划。

7.3.3 均衡生产剥采比应符合下列规定:

1 当采用缓帮开采不能均衡生产剥采比时,应采用陡帮开采,陡帮工作帮坡角应在 $18^{\circ}\sim 35^{\circ}$ 范围内调整。

2 开采范围大、生产年限长的矿山,当采用单一陡帮开采难以均衡生产剥采比时,宜采用分期开采或分期开采和陡帮开采相结合的方法。

3 分区开采的矿山宜通过剥采比高低搭配以均衡剥采比;矿体走向很长的纵向开采的矿山,宜采用沿走向分区段不均衡推进以均衡剥采比。

7.3.4 陡帮开采扩帮时,每隔 60m~90m 高度应布置一个宽度不小于 20m 的接滚石平台。

7.3.5 露天开采矿山,损失率和贫化率应符合下列规定:

1 矿体赋存条件简单的矿床,损失率和贫化率不应超过 5%;矿体赋存条件复杂的矿床,损失率和贫化率不应超过 8%。

2 矿体分枝复合严重,贫化率和损失率宜经计算确定,当计算值大于 10%时,应采取低台阶采矿等措施。

7.4 开拓运输

7.4.1 下列情况之一,宜采用单一公路开拓汽车运输方案:

1 矿体赋存条件和地形条件复杂。

2 矿石品种多,需分采分运。

3 矿岩运距小于 3000m。

7.4.2 下列情况之一,可采用准轨铁路开拓运输方案:

1 露天坑坑底长轴方向大于 1000m,边坡较规整,年采剥总量大于 20000kt。

2 排土场运距大于 5000m,比高或采深小于 200m,采场至排土场、选厂之间适宜铁路布线。

3 采场总出入沟口地形开阔,能布置铁路编组站。

7.4.3 高差大、地形复杂、溜井穿过的岩层工程地质条件较好的山坡露天矿,可采用公路-平硐溜井开拓。

7.4.4 采用公路-平硐溜井联合开拓运输方案时,宜将溜井布置在采矿场内;但当采场内存在空区或采场内矿岩条件不适宜布置溜井时,可将溜井布置在采场的出入沟口附近。当矿石需破碎时,破碎机宜设在溜井口。当在采场内溜井口设置半移动式破碎站时,破碎机搬迁一次的服务年限宜大于5年,且应有两套溜井设施互换。

7.4.5 矿岩年运量大于3000kt、汽车运距大于3000m时,宜采用移动式破碎站-带式输送机开拓运输方案或公路-半移动式或固定式破碎站-带式输送机联合开拓运输方案。

7.4.6 采用公路-破碎机-带式输送机联合开拓运输方案,带式输送机的输送能力应与破碎站、给料机等供料设备能力相适应。采场内固定式带式输送机宜布置在非工作帮上,条件不允许时可布置在斜井中,条件具备时宜使用大倾角带式输送机。带式输送机设计应符合本规范第15.3节的有关规定。

7.4.7 深凹露天矿的总出入口位置应按排土场和工业场地的相对位置、标高、地形等条件确定,必要时应进行技术经济比较;大型深凹露天矿宜设两个出入口。

7.4.8 露天矿山道路的等级宜符合表7.4.8的规定。

表 7.4.8 道路等级

道路等级	单线行车密度(辆/h)	行车速度(km/h)	适用条件
一	>85	40	生产干线
二	85~25	30	生产干线、支线
三	<25	20	生产干线、支线和联络线

7.4.9 露天矿山道路,当设计速度大于15km/h、采用的圆曲线半径小于表7.4.9-1的规定时,应按现行国家标准《厂矿道路设计规范》GBJ 22的有关规定在圆曲线上设置超高;当圆曲线半径等

于或小于 200m 时,应按现行国家标准《厂矿道路设计规范》GBJ 22 的有关规定在圆曲线内侧加宽路面;露天矿山道路的最小圆曲线半径应符合表 7.4.9-2 的规定。

表 7.4.9-1 不设超高的最小圆曲线半径(m)

矿山道路等级	一	二	三
不设超高的最小圆曲线半径	45	25	15

表 7.4.9-2 最小圆曲线半径(m)

矿山道路等级	一	二	三
最小圆曲线半径	45	25	15

注:铰接式汽车专用道路最小圆曲线半径可按 10m 设计。

7.4.10 露天矿运输道路的最大纵坡坡度不宜超过表 7.4.10 的规定。

表 7.4.10 最大纵坡坡度(%)

道路等级	一	二	三
最大纵坡坡度	8	9	10

注:1 铰接式汽车专用道路的最大纵坡坡度不宜超过 15%;

2 深凹露天矿最底部一个阶段的最大纵坡坡度可增加 1%;

3 重车下坡地段,最大纵坡坡度应减少 1%。

7.4.11 露天矿山道路纵坡限制坡长应符合表 7.4.11-1 的规定,当纵坡坡长超过表 7.4.11-1 的规定时,应在不大于表 7.4.11-1 规定的长度处设置坡度不大于 3%的缓和坡段,缓和坡段最小长度不应小于表 7.4.11-2 的规定。

表 7.4.11-1 露天矿山道路纵坡限制坡长(m)

纵坡坡度(%)	道路等级		
	一	二	三
4~5	700		
5~6	500	600	
6~7	300	400	500

续表 7.4.11-1

纵坡坡度(%)	道路等级		
	一	二	三
7~8	200	250 或 300	350 或 400
8~9	---	150 或 170	200 或 250
9~10	---		100 或 150

注:当受地形条件限制或需要适应开采台阶标高时,限制坡长可取大值。

表 7.4.11-2 缓和坡段长度(m)

道路等级	一	二	三
缓和坡段最小长度	80	60	40

7.4.12 露天矿山道路路面宽度宜符合表 7.4.12-1 的规定,露天矿山道路路肩宽度应符合表 7.4.12-2 的规定。

表 7.4.12-1 露天矿山道路路面宽度

卡车类别	一	二	三	四	五	六	七	八	九	十	
计算车宽(m)	2.3	2.5	3.0	3.5	4.0	5.0	5.5	6	7	7.5	
双车道 路面宽 度(m)	一级	7.0	9.0	11.0	12.0	14.5	18.0	20	24.0	28.0	30.0
	二级	6.5	8.5	10.5	11.5	13.5	16.0	18.0	22.0	26.5	28.5
	三级	6.0	8.0	10.0	11.0	12.5	14.0	16.0	20.0	25.0	27.0
单车道 路面宽 度(m)	一、二级	4.0	5.0	6.5	7.0	8.0	9.0	10.0	12.5	15.0	16.0
	三级	3.5	4.5	6.0	6.5	7.5	8.5	9.5	12.0	14.0	15.0

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

表 7.4.12-2 露天矿山道路路肩宽度

车宽类别	一、二	三	四、五	六、七	八	九、十	
路肩宽度 (m)	挖方地段	0.50	0.75	0.75	1.00	1.00	1.50
	填方地段	1.00	1.50	2.00	2.50	3.00	5.00

7.4.13 采场内运输平台的宽度,应为露天矿山道路路面和路肩宽度之和。

7.4.14 道路路面材料的选择应符合下列规定:

1 生产干线和永久性联络线道路应选择泥结碎石路面。

2 采掘、排土工作面的生产支线和临时性联络线道路,路面材料宜就地取材。

7.4.15 露天矿山道路,在急弯、陡坡、危险地段必须设置安全警示标志;山坡填方的弯道、坡度较大的填方地段,以及高堤路基和高边坡路段的外侧必须设置安全防护堤,安全防护堤的高度不应低于车轮直径的0.4倍。

7.4.16 在行车密度较大的地段,应对车流密度进行校验。车辆间隔应按制动距离加10m~20m安全间隔计算。

7.5 穿孔、爆破工艺

7.5.1 穿孔钻机选型应根据岩层硬度、台阶高度及爆破孔径等因素确定。中硬岩层及硬岩层应选用牙轮钻机、高风压潜孔钻机、顶锤式钻机,软岩层宜选用回转钻机、普通潜孔钻机。

7.5.2 钻孔直径选择宜符合下列规定:

1 大型露天矿宜采用250mm~380mm。

2 中型露天矿宜采用150mm~250mm。

3 小型露天矿宜采用80mm~150mm。

7.5.3 牙轮钻机的钻进速度、台班效率可按下列公式计算,钻机的台班效率及台年效率也可按表7.5.3选取:

$$V = 3.75 \frac{Pn}{9.8 \times 10^3 Df} \quad (7.5.3-1)$$

$$V_b = 0.6VT_b\eta \quad (7.5.3-2)$$

式中:V——牙轮钻机的机械钻进速度(cm/min);

P——轴压(N);

n——钻头转速(r/min);

- D ——钻头直径(cm);
 f ——普氏系数;
 V_b ——钻机台班效率(m);
 T_b ——钻机台班工作时间(h);
 η ——工作时间利用系数,宜取 0.3~0.5。

表 7.5.3 牙轮钻机的台班效率及台年效率

普氏系数 f	φ150~200 牙轮钻机		φ250~310 牙轮钻机	
	台班效率(m)	台年效率(m)	台班效率(m)	台年效率(m)
4~8	70~90	60000~80000	80~100	70000~90000
8~12	50~70	45000~60000	60~80	50000~70000
12~16	30~50	25000~45000	40~60	30000~50000

7.5.4 潜孔钻机的钻进速度和钻机台班效率可按下列公式计算,潜孔钻机的台班效率及台年效率也可按表 7.5.4-1 选取:

$$V = \frac{4En_zK}{\pi D^2 a} \quad (7.5.4-1)$$

$$V_b = 0.6VT_b\eta \quad (7.5.4-2)$$

式中: V ——潜孔钻机钻进速度(cm/min);

E ——冲击功(J);

n_z ——冲击频率(Hz);

D ——钻孔直径(cm);

a ——矿岩凿碎比功(J/cm³),可按表 7.5.4-2 选取;

K ——冲击能利用系数;

π ——圆周率;

V_b ——钻机台班效率(m);

T_b ——钻机台班工作时间(h);

η ——工作时间利用系数,宜取 0.3~0.5。

表 7.5.4-1 潜孔钻机的台班效率和台年效率

普氏系数 f	低风压潜孔钻机 0.5MPa~0.7MPa		中风压潜孔钻机 1.05MPa~1.5MPa		高风压潜孔钻机 1.7MPa~2.5MPa	
	台班效率 (m)	台年效率 (m)	台班效率 (m)	台年效率 (m)	台班效率 (m)	台年效率 (m)
4~8	35~40	25000~35000	70~80	45000~60000		
8~12	30~35	20000~25000	60~75	40000~50000	80~100	60000~80000
12~16	25~30	15000~20000	45~60	30000~40000	65~80	40000~60000

表 7.5.4-2 矿岩凿碎比功值

普氏系数 f	硬度级别	软硬程度	凿碎比功值($\times 9.8\text{J}/\text{cm}^2$)
<3	I	极软	<20
3~6	II	软	20~30
6~8	III	中等	30~40
8~10	IV	中硬	40~50
10~15	V	硬	50~60
15~20	VI	很硬	60~70
15~20	VII	极硬	>70

7.5.5 钻孔废孔率设计参考值可按表 7.5.5 选取。

表 7.5.5 钻孔废孔率设计参考值

钻孔直径(mm)	废孔率(%)
150	7
200	6
250	5
310	4

7.5.6 钻孔超深宜按钻孔直径的 8 倍~12 倍选取。

7.5.7 深孔爆破参数的选取应符合下列规定：

- 1 深孔爆破宜采用多排孔、大孔距、小抵抗线微差爆破。
- 2 垂直深孔底盘最小抵抗线可按台阶高度 0.6 倍~0.9 倍确定。
- 3 单位炸药消耗量可按表 7.5.7 选取。

表 7.5.7 单位炸药消耗量

普氏系数 f		<8	8~12	12~16
单位炸药消耗量 (kg/m ³)	岩石	<0.45	0.45~0.5	0.5~0.55
	矿石	0.45~0.5	0.5~0.55	0.55~0.6

- 4 炮孔堵塞长度宜按炮孔直径的 16 倍~32 倍计算。
- 7.5.8 深孔爆破炸药类型,无水钻孔宜采用多孔粒状铵油炸药;有水钻孔应采用乳化炸药。
- 7.5.9 爆破装药、运输应采用炸药混装车,充填工作应采用炮孔填塞机。

7.6 装 载 工 艺

7.6.1 装载工艺的选择宜符合下列规定:

- 1 有色金属露天矿山宜采用单斗挖掘机装载工艺;松散物料宜选用标准型铲斗,坚硬物料宜选用岩石型铲斗,底板不平整时,宜选用反铲单斗挖掘机。

- 2 挖掘量大、松散或固结不致密土岩的铲装可選用索斗挖掘机装载工艺。

- 3 砂矿和松软表土、风化岩的铲装可選用輪斗铲装载工艺。

- 4 运距短、较松散的物料装运可采用装载机装载工艺。

- 5 物料松散、装载作业面平缓开阔、运距为 800m~2000m 的物料装运可采用铲运机装载工艺。

7.6.2 单排孔爆破采用汽车运输时,最小工作平台宽度应符合表 7.6.2-1 的规定;采用铁路运输时,最小工作平台宽度应符合表 7.6.2-2 的规定。

表 7.6.2-1 汽车运输最小工作平台宽度(m)

普氏系数 f	台阶高度			
	8m	10m	12m	15m
>12	30~32	32~36	36~41	42~48
6~12	27~29	29~31	32~35	38~41
<6	25~27	27~29	30~32	35~38

注:当采用多排孔微差爆破时,表中数值需增加多排孔所相应增加的爆破带宽度。

表 7.6.2-2 铁路运输最小工作平台宽度(m)

普氏系数 f	台阶高度					
	10m		12m		15m	
	准轨	窄轨	准轨	窄轨	准轨	窄轨
>12	39~41	37~39	44~46	42~44	54~56	52~54
6~12	34~36	32~34	39~41	37~39	46~48	44~46
<6	29~31	27~29	34~36	32~34	38~40	36~38

注:当采用多排孔微差爆破时,表中数值需增加多排孔所相应增加的爆破带宽度。

7.6.3 单斗挖掘机最小工作线长度可按表 7.6.3 选取。

表 7.6.3 单斗挖掘机最小工作线长度

铲斗容积(m^3)	铁路运输(m)	汽车运输(m)	
		单排孔爆破	多排孔挤压爆破
1~2	200~300	150	100
4	450	200	150
≥ 8	≥ 500	≥ 300	≥ 200

7.6.4 两台以上挖掘机在同一平台上作业,汽车运输时,挖掘机的间距不应小于其最大挖掘半径的 3 倍,且不应小于 50m;机车运输时,挖掘机的间距不应小于两列列车的长度。

7.6.5 上、下台阶同时作业的挖掘机应沿台阶走向错开一定的距离;在上部台阶边缘安全带进行辅助作业的挖掘机,应超前下部台阶正常作业的挖掘机最大挖掘半径 3 倍的距离,且不应小于 50m。

7.7 设备选择

7.7.1 露天矿山的装备宜符合表 7.7.1 的规定。

表 7.7.1 露天矿山的装备

设备名称	装备水平		
	大型	中型	小型
穿孔设备	1. $\phi 250 \sim 380$ 牙轮钻 2. $\phi 200 \sim 250$ 潜孔钻	1. $\phi 150 \sim 200$ 牙轮钻 2. $\phi 120 \sim 200$ 潜孔钻 3. 顶锤式钻机	1. $\leq \phi 150$ 潜孔钻 2. 顶锤式钻机 3. 手持式凿岩机
装载设备	斗容 $\geq 4\text{m}^3$ 挖掘机	1. 斗容 $2\text{m}^3 \sim 4\text{m}^3$ 挖掘机 2. $3\text{m}^3 \sim 5\text{m}^3$ 前装机	1. 斗容 $1\text{m}^3 \sim 2\text{m}^3$ 挖掘机 2. $\leq 3\text{m}^3$ 前装机
运输设备	1. $\geq 50\text{t}$ 汽车 2. $100\text{t} \sim 150\text{t}$ 电机车、 $60\text{t} \sim 100\text{t}$ 矿车 3. 汽车(机车)-破碎机-胶带	1. $10\text{t} \sim 50\text{t}$ 以下汽车 2. $14\text{t} \sim 20\text{t}$ 电机车、 $5\text{m}^3 \sim 6\text{m}^3$ 矿车	1. $\leq 20\text{t}$ 以下汽车 2. $\leq 14\text{t}$ 电机车、 $0.55\text{m}^3 \sim 3.5\text{m}^3$ 矿车
排土设备	1. 推土机配合汽车 2. 破碎机-胶带-排土机 3. 铁路-挖掘机	1. 推土机配合汽车 2. 铁路-推土机	1. 推土机配合汽车 2. 铁路-推土机
辅助设备	1. $\geq 320 \times 0.745\text{kW}$ 履带式推土机 2. $\geq 5\text{m}^3$ 前装机	$(150 \sim 320) \times 0.745\text{kW}$ 履带式推土机	$150 \times 0.745\text{kW}$ 以下履带式推土机

7.7.2 主要设备选择计算应符合下列规定：

1 设备的数量应按计算年的矿岩量进行计算，基建期的设备数量不应大于生产期的设备数量。

2 计算运输设备数量时，运输量的不均衡系数宜按下列规定选取：

- 1) 公路运输 1.05~1.15;
- 2) 准轨铁路运输 1.10~1.15;
- 3) 窄轨铁路运输 1.15~1.20。

3 穿孔、铲装、运输设备的能力应配套,并应配备相应的辅助设备。

7.7.3 自卸汽车选型应与挖掘机选型相匹配,自卸汽车载重量与挖掘机铲斗装载量的比例宜为 3:1~6:1。自卸汽车的载重利用系数不宜小于 0.90;当载重利用系数小于 0.90 时,应加大自卸汽车的车斗容积。

7.7.4 主要设备的备用应符合下列规定:

- 1 露天矿的牙轮钻、潜孔钻和挖掘机可不设备用,但不应少于 2 台。
- 2 运矿汽车出车率宜为 65%~85%。
- 3 准轨铁路运输设备的备用系数宜为 15%~20%。
- 4 窄轨铁路运输设备的备用系数宜为 20%~25%。

7.8 排 土 场

7.8.1 排土场的设计应符合现行国家标准《有色金属矿山排土场设计规范》GB 50421 的有关规定。

7.8.2 排土作业不应给深部开采或邻近矿山造成水害和其他潜在安全隐患。分区分段开采的露天矿山应合理安排开采顺序,有条件时,应选择内部排土方式。内部排土场不应影响矿山正常开采和边坡稳定,排土场坡脚与开采作业点之间应有一定的安全距离。必要时应设置滚石或泥石流拦挡设施。

7.8.3 在剥离物排弃程序中应符合下列规定:

- 1 技术经济条件下暂不能利用的低品位矿石、建筑材料应单独堆存。
- 2 剥离的耕植土应分运、分堆。
- 3 含有酸性、酚类以及微量放射性物质的剥离物,应采取特

殊的排弃、处理措施。

7.9 硐室爆破

7.9.1 下列情况之一,宜采用硐室爆破:

1 基建剥离部位难以修建公路的孤立山头或陡峭地形的剥离。

2 使用硐室爆破可加快工程建设速度或节省投资时。

7.9.2 露天矿山最终边坡不宜采用硐室爆破,高边坡地段不应采用硐室爆破。

7.9.3 爆破类型的选择宜符合下列规定:

1 当爆区及周围地形较平缓或比高小于30m,没有条件将岩石抛至最终境界外,或爆区附近建筑物、构筑物需要保护时,宜采用松动爆破。

2 当爆区周围地形扩散条件好,且部分岩石可直接抛至最终境界外或基建剥离范围外,爆区地形比高大于40m,为降低地形高度,达到一次铲装目的时,宜采用加强松动爆破。

3 当采场靠近排土场,地形有利于把大量岩石直接抛至排土场,且在经济上有利时,宜采用抛掷爆破。

7.9.4 爆破作用指数 n 值宜按下列规定选取:

1 松动爆破宜取 0.4~0.7。

2 加强松动爆破宜取 0.75~1.0。

3 抛掷爆破宜取 1.0~1.4。

7.9.5 药室布置应符合下列规定:

1 应依据地形及爆区周围条件,确保炸药能量充分利用,爆堆分布合理。

2 导硐工程量应小,施工应安全、方便。

3 所留岩坎高度小于7m时,可不布置辅助药室。

7.9.6 标准抛掷爆破炸药单位消耗量 K 值选取宜按类似矿山硐室爆破资料和爆区内同类岩石中的试验值,综合研究确定。

7.9.7 药室间距系数 m 值的确定应符合下列规定：

1 同层松动爆破、加强松动爆破、抛掷爆破，主药室之间宜取 1.0~1.2，主、辅药室之间宜取 1.0~1.4。

2 上、下层松动爆破和加强松动爆破宜取 1.2~1.6，上、下层抛掷爆破宜取 1.4~1.8。

7.10 露天采场复垦

7.10.1 设计应根据不同情况为复垦创造有利条件。有条件的露天采场应推广“剥离—排土—造地—复垦”一体化技术。

7.10.2 露天采场土地复垦应符合下列规定：

1 应符合土地利用总体规划及土地复垦规划。

2 应根据自然条件和土地类型选择复垦地的用途，因地制宜、综合治理。条件允许时，应复垦为耕地或农用地。

3 复垦后地形地貌宜与自然环境和景观相协调。

4 应充分利用剥离废石作为土地复垦充填物。

7.10.3 终了露天采场的永久性坡面应进行稳定化处理。

7.10.4 露天采场采空区宜复垦为农、林、牧业用地；当凹陷露天采场存在稳定的补给水源，且无裂缝、无塌陷、没有较好的排泄条件时，也可复垦为渔业或蓄水用地。

7.10.5 当复垦为农用地时，复垦工程应符合下列规定：

1 覆土厚度应有不小于 0.5m 的自然沉实土壤，耕层厚度不应小于 0.2m。

2 复垦后场地应平整。用作水田时，地面坡度不宜超过 2° ~ 3° ；用作旱地时，地面坡度不宜超过 5° 。

3 在每台地之间修筑排水沟时，排水沟坡度不应小于 0.5%。

4 台地之间的边坡应采取护坡、边坡植被等保护措施。

5 台地之间应设联系道路。

7.10.6 复垦为林业用地时，复垦工程应符合下列规定：

1 覆土厚度大于 0.3m;土源奇缺采取坑栽时,坑内应放客土或人工土。

2 地面坡度不应超过 25°。坡度 15°~20°可用于果园和及其他经济林,坡度大于 20°可栽种一般林木。

3 应按地形修成台田、反坡梯田等。

4 应有满足场地要求的排水设施,边坡应采取保水、保肥措施。

7.10.7 复垦为牧业用地时,复垦工程应符合下列规定:

1 覆土厚度应大于 0.2m。

2 地面坡度不应超过 30°。

3 场地大的复垦区应有作业通道。

4 应根据饮水半径合理布置饮水点。

7.10.8 复垦为渔业、蓄水用地时,复垦工程应符合下列规定:

1 应有适宜的水源补给。

2 应有良好的排水条件。

3 作为渔业用途时,塘或池的面积宜为 $0.3\text{hm}^2 \sim 0.7\text{hm}^2$,深度宜为 2.5m~3m。

8 砂矿开采

8.1 水力开采

8.1.1 下列情况,宜采用水力开采:

1 地下水位高,采场疏干困难,不适用机械开采又难于采用挖掘船开采。

2 含大块砾石少、岩性松软,适用水枪冲采。

3 矿区水源充足,供水扬程较小,供电条件好。

4 采场顶、底板地形简单,底板渗漏水现象不严重。

5 附近有足够容量的水力排土场,并能实现循环用水,基本达到零排放。

6 非人口密集区或非农业丰产区。

7 无冰冻或冰冻期短的地区。

8.1.2 水力开采矿山粗选厂的服务范围应以原矿一段砂泵扬程所及的运距划定。一个采区可设置多个粗选厂,但每个粗选厂的服务年限不宜小于3年。

8.1.3 矿浆能自流至选厂的水力冲采矿山,宜采用堑沟开拓;需加压输送至选厂的砂矿,宜采用基坑开拓;地势高、周边境界封闭的凹陷露天砂矿,具备平硐自流运输条件时,可采用溜浆管溜井-平硐开拓。

8.1.4 采用水力掘沟、明槽运矿时,其堑沟宽度不应小于台阶高度的1.5倍,明沟槽应设置盖板或采取其他安全防护措施。

8.1.5 水力输送的临界流速、水力坡度可按有关经验公式计算确定;所含物料体重大、粒径较大或高浓度矿浆在长距离输送时,应通过试验确定。

8.1.6 水力开采,冲采方法的选取应符合下列规定:

1 矿体厚度大、土岩致密、黏性大、矿浆易于流运的砂矿床，应采用逆向冲采法。

2 矿体厚度小于5m、土岩松散、胶结性差、含砾石较多、难以流运的砂矿床，可采用顺向冲采法。

3 开采洗选排弃的尾矿中的泥油层，或倾角30°以上且底板较平滑的山坡砂矿，应采用顺向冲采法。

4 矿体厚度大、土岩致密、黏性大、含砾石较多、难以流运的砂矿床，应采用逆-顺向冲采法。

8.1.7 水力开采致密砂矿并进行底部掏槽的台阶高度不应超过10m，超过10m时，应进行分段逆向冲采。

8.1.8 单台水枪冲采工作面宽度不宜大于水枪有效射程的2倍；两台水枪在同一工作面作业且对向冲采时，相互间距离不应小于水枪有效射程的2.5倍；并列冲采时，相互间距不应小于有效射程的1.5倍；上、下阶段同时作业时，上部台阶工作面应超前下部台阶30m以上。

8.1.9 水枪射程可按式计算：

$$L = 1.8KH_0 \sin 2\alpha \quad (8.1.9)$$

式中： L ——水枪射程(m)；

K ——空气阻力系数，宜取0.9~0.95；

H_0 ——水枪喷嘴出口断面的工作压头(10^4 Pa)；

α ——水枪仰角(°)。

8.1.10 水枪喷嘴至工作台阶坡底线的最小距离应根据土岩崩落时能保证人员和设备的安全确定，逆向冲采松散的砂质黏土岩，不应小于台阶高度的0.8倍；冲采黏土质的致密岩土，不应小于台阶高度的1.2倍。远距离操纵的近冲水枪与台阶坡底线的最小距离可按式计算：

$$L_{\min} = KH \quad (8.1.10)$$

式中： L_{\min} ——水枪距工作面最小距离(m)；

H ——台阶高度(m)；

K ——安全系数,致密黄土与黏土宜取 1.2,泥质土宜取 1.0,砂质黏土宜取 0.6~0.8,砂质土宜取 0.4~0.6。

8.1.11 水枪冲采土岩的生产能力可按式计算:

$$Q_T = K_1 K_2 K_3 Q_0 / q \quad (8.1.11)$$

式中: Q_T ——水枪冲采土岩的生产能力(m^3/h);

Q_0 ——水枪射水量(m^3/h);

K_1 ——冲采方法影响系数,逆向冲采时,宜取 1.0;顺向冲采时,水枪位于下平盘,宜取 1.1;水枪位于平盘,宜取 0.87;

K_2 ——矿床底板特征影响系数,可按表 8.1.11-1 选取;

K_3 ——台阶高度影响系数,可按表 8.1.11-2 选取;

q ——土岩单位耗水量(m^3/m^3),可按表 8.1.11-3 选取。

表 8.1.11-1 矿床底板特征影响系数

K_d	1	1.1	1.2	1.3	1.4	1.5	1.6	1.7	1.8	1.9	2.0
K_2	1	0.9	0.85	0.77	0.71	0.67	0.63	0.58	0.55	0.52	0.50

注: K_d 为水枪清理残矿引起耗水量增加系数,采用试验方法确定。

表 8.1.11-2 台阶高度影响系数

台阶高度(m)	<6	6~10	11~15	>15
K_3	0.80	0.95	1.00	1.10

表 8.1.11-3 土岩单位耗水量

土岩类别	台阶高度(m)								
	3~5			5~15			>15		
	土岩单位耗水量(m^3/m^3)	射流工作压力(MPa)	工作面允许最小坡度(%)	单位耗水量(m^3/m^3)	射流工作压力(MPa)	工作面允许最小坡度(%)	土岩单位耗水量(m^3/m^3)	射流工作压力(MPa)	工作面允许最小坡度(%)
预松散非 粘结土、 细粒砂	5.0	0.294	2.5	4.5	0.392	3.5	3.5	0.490	4.5

续表 8.1.11-3

土岩类别	台阶高度(m)								
	3~5			5~15			>15		
	土岩单位耗水量 (m ³ /m ³)	射流工作压力 (MPa)	工作面允许最小坡度 (%)	单位耗水量 (m ³ /m ³)	射流工作压力 (MPa)	工作面允许最小坡度 (%)	土岩单位耗水量 (m ³ /m ³)	射流工作压力 (MPa)	工作面允许最小坡度 (%)
粉状土 轻砂土 松散黄土	6.0	0.294	2.5	5.4	0.392	3.5	4.0	0.490	4.5
中粒砂 重砂土 轻质黏土 致密黄土	7.0	0.294	3.0	6.3	0.392	4.0	5.0	0.490	5.0
		0.392	1.5		0.490	2.5		0.588	3.0
		0.490	1.5		0.588	2.5		0.686	3.0
		0.588	2.0		0.686	3.0		0.784	4.0
大粒砂 重砂土 中及重黏土 瘦黏土	9.0	0.490	4.0	8.1	0.588	5.0	7.0	0.686	7.0
		0.490	1.4		0.588	2.5		0.686	3.0
		0.686	1.5		0.784	2.5		0.882	3.0
		0.686	1.5		0.784	2.5		0.882	3.0
砂质砾石 半油性黏土	12.0	0.392	5.0	10.8	0.490	6.0	9.0	0.588	7.0
		0.784	2.0		0.980	3.0		1.180	4.0
砂质砾石 半油性黏土	14.0	0.392	5.0	12.6	0.588	6.0	10.0	0.686	7.0
		0.980	2.5		1.180	3.5		1.370	4.5

8.1.12 水枪工作台数可按下列公式计算：

$$N = Q/Q_1 \quad (8.1.12-1)$$

$$Q_1 = Q_T T t \eta \quad (8.1.12-2)$$

式中： N ——水枪工作台数(台)；

Q ——砂矿土岩生产能力($\text{m}^3/\text{年}$)；

Q_1 ——按土岩生产能力计算的所需水量($\text{m}^3/\text{年}$)；

Q_T ——水枪冲采土岩的生产能力(m^3/h)；

T ——年工作天数(d)；

t ——日工作小时数(h)；

η ——工作时间利用系数，宜取 0.65~0.75。

8.1.13 水枪、砂泵的备用系数宜为 100%~200%，水泵的备用系数宜为 20%~50%。

8.2 挖掘船开采

8.2.1 下列情况之一，宜采用挖掘船开采：

1 地下潜水位较高，大部分矿体位于地下水位以下，矿区涌水量较大，有足够的水源保证挖掘船漂浮及选矿用水。

2 砂矿土岩中含微泥粒级量小于 15%。

3 矿床资源储量大，矿体底板平整、坡度平缓，喀斯特溶洞不发育；或地下水沿河谷方向水力坡度小，水下矿体形态变化不大。

4 开采拥有永冻层的砂矿床时，永冻层厚度小于 15m。

8.2.2 挖掘船开采砂矿床宜采用上行开采；当补给水的流量小和采用筑坝开拓时，宜采用下行开采；当矿体上、下游端均封闭或未封闭，一个矿区内两艘以上挖掘船同时开采时，应采用混合式开采。

8.2.3 挖掘船开采宜采用基坑开拓；当砂矿层的水下埋深小于根据挖掘船吃水条件所规定的最小水下埋深时，可采用筑坝开拓或联合开拓。

8.2.4 挖掘船开采，基坑开拓应符合下列规定：

1 基坑位置应选择覆盖层薄、储量级别和品位高、供水条件好、不被洪水淹没的地段。

2 采、选船基坑开挖水深应大于船的吃水深度加 0.8m 以上。

- 3 主基坑平面尺寸应满足挖掘船在采池里自由调动的要求。
- 8.2.5 挖掘船出基坑应符合下列规定：**
- 1 出基坑终端的宽度不应小于挖掘船的最小采幅宽度。
 - 2 出基坑加深角应以不触尾为原则计算，也可按经验选取 $5^{\circ}\sim 14^{\circ}$ 。
 - 3 出基坑终端宜达到矿体底板。
 - 4 采用通道出基坑时，通道宽度不应小于挖掘船的最小采幅宽度。
- 8.2.6** 采池内水与外部水系形成通路时，水位差不应大于 0.5m；当采池水位低于安全水位时，应筑坝提高水位，不宜采用超挖底板加深水位。
- 8.2.7** 地表建筑物、构筑物到采池边的距离不应小于 30m；设备到采池边的距离不应小于 5m；人员到采池边的距离不应小于 2m；挖掘船船体离采场边缘应有不小于 20m 的安全距离；开采工作面水上边坡高度大于 3m 时，边坡角不应大于矿岩自然安息角。
- 8.2.8** 挖掘船船型应根据矿物性质、矿体赋存条件和开采技术条件选择，宜采用链斗式挖掘船；开采细粒松散、非贵重金属矿床可選用绞吸式挖掘船。
- 8.2.9** 挖掘船生产能力宜根据矿体储量规模、宽度，以及挖掘船类型和服务年限确定。链斗式挖掘船生产能力可按下列式计算：
- $$Q_d = 1440W \times V \times K \times \eta / K_p \quad (8.2.9)$$
- 式中： Q_d ——挖掘船生产能力 (m^3/d)；
 W ——斗容 (m^3)；
 V ——卸斗速度 (斗/min)；
 K ——平均满斗系数；
 H ——时间利用系数，宜取 0.65~0.75；
 K_p ——土岩平均松散系数。
- 8.2.10** 链斗式挖掘船卸斗速度、平均满斗系数、土岩平均松散系数可按表 8.2.10 选取。

表 8.2.10 卸斗速度、平均满斗系数、土岩平均松散系数

参数	砂砾层	表土层	基层
土岩平均松散系数	1.25	1.20	1.50
平均满斗系数	0.70	0.90	0.20
卸斗速度	29	32	15

8.2.11 挖掘船排尾方式应根据船的类型、型号和开采方式确定，且应符合下列规定：

- 1 尾砂堆积范围和高度应保证砂堆稳定和挖掘船、人员作业安全，堆存空间应保证作业连续。
- 2 应减少压矿及二次倒堆。
- 3 应有利于复垦和生态恢复。

8.3 机械开采

8.3.1 下列情况之一，宜采用机械开采：

- 1 干旱少雨、供水不足或供水扬程大。
- 2 矿岩坚实或松软土岩中砾石含量高、块度大。
- 3 土岩承压力大，适于采运设备作业。
- 4 因环境保护要求，不宜水力开采的地区。

8.3.2 机械开采矿山宜按采区设置粗选厂。粗选厂的位置应结合原矿运输设备的合理运距确定，其服务年限不宜小于 5 年。

8.3.3 砂矿露天机械开采设计应符合本规范第 7 章的有关规定。

9 地下开采

9.1 矿山生产能力

9.1.1 地下矿山生产能力的确定应符合下列规定：

1 阶段生产能力应根据阶段上同时回采的矿块数和矿块生产能力计算。

2 矿山设计生产能力宜以一个开采阶段保证，在条件许可时，可适当增加回采阶段，但上、下相邻阶段的对应采场不得同时回采；采用一步骤连续回采的矿山，应以一个阶段回采计算矿山生产能力；划分矿房、矿柱两步骤回采的矿山，应以一个阶段采矿房、一个阶段采矿柱为基础进行计算，当矿柱矿量比例小于20%时，可不计其生产能力。

3 计算的生产能力应按合理服务年限、年下降速度、新阶段准备时间分别进行验证；开采技术条件复杂的大中型矿山，宜编制采掘进度计划表最终验证。

4 矿山生产能力应根据计算的生产能力，并结合矿床勘探类型、勘探程度、开采技术条件和采矿工艺复杂程度、市场需求、资金筹措等因素，经多方案综合比较后确定。

9.1.2 地下矿山生产能力可按下列公式计算：

$$A = \frac{NqKEt}{1-Z} \quad (9.1.2)$$

式中：A——地下矿山生产能力(t/年)；

N——同时回采的可布矿块数；

K——矿块利用系数，宜按表9.1.2选取；

q——矿块生产能力(t/d)，可通过计算或按表9.1.3选取；

E——地质影响系数，宜取0.7~1.0；

Z——副产矿石率(%)；

t——年工作天数(d)。

表 9.1.2 矿块利用系数

采矿方法	矿块利用系数
分段空场法	0.3~0.6
房柱法、全面法	0.3~0.7
上向水平分层充填法	0.3~0.5
薄矿脉浅孔留矿法	0.25~0.5
有底柱分段崩落法、阶段崩落法、壁式崩落法、分层崩落法	0.25~0.35
点柱充填法	0.5~0.8
无底柱分段崩落法、下向充填法	≤0.8

注：当矿体产状规整、矿岩稳固、矿块矿量大、采准切割量小、阶段可布矿块数少或矿体分散，矿块间通风、运输干扰少，以及单阶段回采时，应取大值。

9.1.3 矿块生产能力应根据采场构成要素、凿岩方式、装备水平等，结合回采作业循环计算，也可按表 9.1.3 选取。

表 9.1.3 矿块生产能力(t/d)

采矿方法	矿体厚度(m)			
	<0.8	0.8~5	5~15	≥15
全面法	—	80~120	—	—
房柱法	—	100~150	150~250	—
分段空场法	—	—	200~350	300~500
阶段空场法	—	—	300~600	600~900
浅孔留矿法	—	80~120	100~150	—
上向分层充填法	—	60~100	100~200	200~400
下向充填法	—	30~60	60~100	100~200
削壁充填法	40~60	—	—	—
大直径深孔落矿嗣后充填法	—	—	200~400	400~600
壁式崩落法	—	100~150	—	—
分层崩落法	—	—	60~100	80~120
有底柱分段崩落法	—	—	150~200	200~300
无底柱分段崩落法	—	—	150~300	300~500
阶段强制崩落法	—	—	—	400~600

注：当机械化程度较高、矿体厚度较厚时，取大值；当机械化程度较低、矿体厚度较薄时，取小值。

9.1.4 矿山生产能力宜按下列规定验证:

1 宜按合理服务年限验证。矿山服务年限可按下式计算,计算的服务年限应符合本规范表 3.0.15 的规定:

$$T = \frac{Q}{A(1-\beta)} \quad (9.1.4-1)$$

式中: T ——合理服务年限(年);

Q ——设计可采储量(t);

β ——矿石贫化率(%)。

2 宜按年下降速度验证。年下降速度可按下式计算,计算的年下降速度宜与开采技术条件和装备水平类似的生产矿山进行分析比较:

$$V = \frac{A(1-\beta)}{S\gamma\alpha E} \quad (9.1.4-2)$$

式中: V ——回采工作年下降速度(m/年);

S ——矿体开采面积(m²);

γ ——矿石密度(t/m³);

α ——采矿回收率(%)。

3 宜按新阶段准备时间验证。新阶段准备时间可按下式计算。新阶段开拓、采切工程完成时间应小于计算的新阶段准备时间:

$$T_z = \frac{Q_z E}{K(1-\beta)A_z} \quad (9.1.4-3)$$

式中: T_z ——新阶段准备时间(年);

Q_z ——回采阶段可采储量(t);

A_z ——回采阶段生产能力(t/年);

K ——超前系数,宜取 1.2~1.5。工程地质和水文地质条件复杂的矿山取大值,简单的矿山取小值。

9.2 开采岩移范围和地面建筑物、构筑物保护

9.2.1 岩石移动角的确定应符合下列规定:

1 大型矿山岩石移动角,宜采用数值分析法和类比法综合研

究确定。

2 中小型矿山岩石移动角,可在分析岩性构造特征的基础上,根据类似矿山的实际资料类比选取。

3 改建、扩建矿山,应根据已获得的岩移观测资料和矿床地质条件有无变化等情况,对原设计岩石移动角进行修正。

9.2.2 岩石移动范围的圈定应符合下列规定:

1 岩石移动范围应以开采矿体最深部位圈定,对深部尚未探清的矿体应从能作为远景开采的部位圈定。

2 开采深度大、服务年限长,采用分期开采的矿山,可分期圈定岩石移动范围。

3 矿体邻近岩层中有与移动角同向的小倾角弱面,且其影响范围超越按完整岩层划定的范围时,应以该弱面的影响范围修正。

4 圈定的岩石移动范围和留设的保安矿柱应分别标在总平面图、开拓系统平面图、剖面图和阶段平面图上。

9.2.3 地表主要建筑物、构筑物应布置在岩石移动范围保护带外,因特殊原因需布置在岩石移动范围保护带内时,应留设保安矿柱。

9.2.4 地表建筑物、构筑物的保护等级和保护带宽度应符合下列规定:

1 地表建筑物、构筑物的保护等级划分应符合表 9.2.4-1 的规定。

2 地表建筑物、构筑物的保护带宽度不应小于表 9.2.4-2 的规定。

表 9.2.4-1 地表建筑物、构筑物的保护等级划分

保护等级	主要建筑物和构筑物
I	国务院明令保护的文物、纪念性建筑;一等火车站,发电厂主厂房,在同一跨度内有 2 台重型桥式吊车的大型厂房、平炉,水泥厂回转窑,大型选矿厂主厂房等特别重要或特别敏感的、采动后可能导致发生重大生产、伤亡事故的建筑物、构筑物;铸铁瓦斯管道干线,高速公路,机场跑道,高层住宅,竖(斜)井、主平硐,提升机房,主通风机房,空气压缩机房等

续表 9.2.4-1

保护等级	主要建筑物和构筑物
II	高炉、焦化炉, 220kV 及以上超高压输电线路杆塔, 矿区总变电所, 立交桥, 高频通讯干线电缆; 钢筋混凝土框架结构的工业厂房, 设有桥式起重机的工业厂房, 铁路矿仓、总机修厂等较重要的大型工业建筑物和构筑物; 办公楼、医院、剧院、学校、百货大楼, 二等火车站, 长度大于 20m 的二层楼房和三层以上住宅楼; 输水管干线和铸铁瓦斯管道支线; 架空索道, 电视塔及其转播塔, 一级公路等
III	无吊车设备的砖木结构工业厂房, 三、四等火车站, 砖木、砖混结构平房或变形缝区段小于 20m 的两层楼房, 村庄砖瓦民房; 高压输电线路杆塔, 钢瓦斯管道等
IV	农村木结构承重房屋, 简易仓库等

表 9.2.4-2 地表建筑物、构筑物的保护带宽度

保护等级	保护带宽度 (m)
I	20
II	15
III	10
IV	5

注: 从建筑物、构筑物外缘算起。

9.2.5 “三下”采矿设计应符合下列规定:

1 建筑物、构筑物下采矿, 建筑物、构筑物位移与变形的允许值应符合表 9.2.5 的规定; 不符合表 9.2.5 的规定时, 应采取有效的安全措施。

表 9.2.5 建筑物、构筑物位移与变形的允许值

建筑物、构筑物 保护等级	倾斜 i (mm/m)	曲率 k ($10^{-3}/m$)	水平变形 ϵ (mm/m)
I	± 3	± 0.2	± 2
II	± 6	± 0.4	± 4
III	± 10	± 0.6	± 6
IV	± 10	± 0.6	± 6

2 水体下采矿,宜采取充填采矿或留设防水矿岩柱等安全措施,并应进行试采;开采形成的导水裂隙带不应连通上部水体或不破坏水体隔水层。

9.3 矿床开拓

9.3.1 开拓井巷位置及井口工业场地布置应符合下列规定:

1 竖井、斜井、平硐位置,宜选择在资源储量较集中、矿岩运输功小、岩层稳固的地段,宜避开含水层、断层、岩溶发育地层或流砂层,并应布置工程地质检查孔,斜井和平硐的工程地质检查孔应沿纵向布置。

2 竖井、斜井、平硐、斜坡道等井口的标高应高于当地历史最高洪水位 1m 以上。

3 每个矿井应至少有两个独立的直达地面的安全出口,安全出口的间距不应小于 30m;大型矿井,矿床地质条件复杂,且走向长度一翼超过 1000m 时,应在矿体端部增设安全出口。

4 进风井宜位于当地常年主导风向的上风侧,进入矿井的空气不应受到有害物质的污染;回风井宜设在当地常年主导风向的下风侧,排出的污风不应対矿区环境造成危害;放射性矿山出风井与入风井的间距应大于 300m。

5 井口工业场地应具有稳定的工程地质条件,应避开法定保护的文物古迹、风景区、内涝低洼区和采空区,且不应受地面滚石、滑坡、山洪暴发和雪崩的危害,井口工业场地标高应高于当地历史最高洪水位。

6 井口工业场地布置应合理紧凑、节约用地、不占或少占农田和耕地,对有可能扩大生产规模的企业应适当留有发展余地。

7 位于地震烈度 6 度及以上地区的矿山,主要井筒的地表出口及工业场地内主要建筑物、构筑物应进行抗震设计。

9.3.2 平硐开拓应符合下列规定:

1 当矿体或相当一部分矿体赋存在当地侵蚀基准面以上时,

宜采用平硐开拓。

2 采用平硐集中运输时,宜采用溜井下放矿石;当生产规模小、溜井设施等工程量大、矿石有粘结性或岩层不适宜设置溜井时,可采用竖井、斜井下放或无轨自行设备直接运出地表。

3 当双轨运输主平硐较长,岩层不稳固,且无其他条件制约时,宜采用单轨双平硐开拓。

4 确定主平硐断面时,应满足通过坑内设备材料最大件及有关安全间隙的要求。

9.3.3 斜井开拓应符合下列规定:

1 埋藏深度小于 300m 的缓倾斜或倾斜中厚以上矿体,宜采用下盘斜井开拓;矿体走向较长,埋藏深度小于 200m 的急倾斜矿体,可采用侧翼斜井开拓;形态规整、倾角变化较小的缓倾斜薄矿体,宜采用脉内斜井开拓。

2 下盘斜井井筒顶板与矿体的垂直距离应大于 15m,脉内斜井井筒两侧保安矿柱的宽度不应小于 8m。

3 串车斜井不宜中途变坡和采用双向甩车道,当需要设置双向甩车道时,甩车道岔口间距应大于 8m。

4 斜井下部车场应设置躲避硐室。

5 行人的运输斜井应设人行道。人行道有效宽度不应小于 1.0m,有效净高不应小于 1.9m;斜井坡度为 $10^{\circ}\sim 15^{\circ}$ 时应设人行踏步; $15^{\circ}\sim 35^{\circ}$ 时应设踏步及扶手;大于 35° 时应设梯子;有轨运输的斜井,车道与人行道之间应设隔离设施。

6 斜井有轨运输设备之间,以及运输设备与支护之间的间隙不应小于 0.3m;带式输送机与其他设备突出部分之间的间隙不应小于 0.4m。

9.3.4 斜坡道开拓应符合下列规定:

1 开拓深度小于 300m 的中小型矿山可采用斜坡道开拓,且斜坡道应位于岩石移动范围外;条件许可时,宜采用折返式布置。

2 斜坡道的坡度,用于运输矿石时不宜大于 12%,用于运输

设备、材料时不宜大于 15%；弯道坡度应适当降低。

3 斜坡道长度每隔 300m~400m，应设坡度不大于 3%、长度不小于 20m 并能满足错车要求的缓坡段。

4 大型无轨设备通行的斜坡道干线转弯半径不宜小于 20m，阶段斜坡道转弯半径不宜小于 15m；中小型无轨设备通行的斜坡道转弯半径不宜小于 10m；曲线段外侧应抬高，变坡点连接曲线可采用平滑竖曲线。

5 斜坡道应设人行道或躲避硐室；人行道宽度不得小于 1.2m，人行道的有效净高不应小于 1.9m；躲避硐室的间距，在曲线段不应超过 15m，在直线段不应超过 30m。躲避硐室的高度不应小于 1.9m，深度和宽度均不应小于 1.0m。

6 无轨运输设备之间，以及无轨运输设备与支护之间的间隙不应小于 0.6m。

7 斜坡道路面宜采用混凝土、沥青或级配合理的碎石路面。

9.3.5 竖井开拓应符合下列规定：

1 矿体赋存在当地侵蚀基准面以下，井深大于 300m 的急倾斜矿体或倾角小于 20°的缓倾斜矿体，宜采用竖井开拓。

2 当主井为箕斗井，并与选厂邻近时，应将箕斗卸载设施与选厂原矿仓相连。

3 井深大于 600m、服务年限长的大型矿山，主提升竖井可分期开凿，一次开凿深度的服务年限宜大于 12 年。

4 装有两部在动力上互不依赖的罐笼设备，且提升机均为双回路供电的竖井可作为安全出口，不设梯子间；其他竖井作为安全出口时，应设装备完好的梯子间。

9.3.6 矿床开拓方案的选择应符合下列规定：

1 开拓方案应根据矿床赋存特点、工程地质及水文地质、矿床勘探程度、矿石储量等，结合地表地形条件、场区内外部运输系统、工业场区布置、生产建设规模等因素，对技术上可行的开拓方案进行一般性分析，并应遴选出 2 个~3 个方案进行详细的技术

经济比较后确定。

2 矿体埋藏深或矿区面积大,服务年限长的大型矿山,可采用分期开拓或分区开拓。

3 根据矿床赋存条件、地形特征、勘探程度等因素,结合采矿工业场地的布置要求,采用单一开拓方式在技术、经济上不合理时,可采用联合开拓方式。

9.3.7 阶段高度应根据矿体赋存条件、矿体厚度、矿岩稳固程度、采掘运设备、生产规模、采矿方法等因素,经综合分析比较确定,也可按下列规定选取:

1 缓倾斜矿体,阶段高度可取 20m~35m。

2 急倾斜矿体,阶段高度可取 40m~60m。

3 开采技术条件好、采掘运装备水平高,采用无底柱崩落法、大直径深孔采矿法和分层充填法的矿山,阶段高度可取 80m~150m。

9.3.8 水平运输巷道设计应符合下列规定:

1 运输巷道宜布置在稳固的岩层中,宜避开应力集中区和含水层、断层或受断层破坏的岩层、岩溶发育的地层和流砂层中。

2 运输巷道宜布置在矿体下盘,当下盘工程地质条件差,或其他原因不能布置在下盘时,可布置在上盘。

3 运输巷道应设人行道;人行道有效净高不应小于 1.9m,人力运输巷道的人行道有效宽度不应小于 0.7m;机车运输巷道的人行道有效宽度不应小于 0.8m;调车场及人员乘车场,两侧人行道的有效宽度均不应小于 1.0m;井底车场矿车摘挂钩处应设 2 条人行道,每条净宽不应小于 1.0m;带式输送机运输巷道的人行道有效宽度不应小于 1.0m;无轨运输巷道的人行道有效宽度不应小于 1.2m。

4 有轨运输巷道运输设备之间,以及运输设备与支护之间的间隙不应小于 0.3m;带式输送机与其他设备突出部分之间的间隙不应小于 0.4m;无轨运输巷道运输设备之间,以及无轨运输设备

与支护之间的间隙不应小于 0.6m。

5 有自燃发火可能性的矿井,主要运输巷道应布置在岩层或者不易自燃发火的矿层内,并应采取预防性灌浆或其他有效的预防自燃发火的措施。

9.3.9 主溜井设计应符合下列规定:

1 主溜井通过的岩层工程地质、水文地质条件复杂或年通过量 1000kt 以上的矿山,主溜井数量不宜少于 2 条。

2 主溜井宜采用垂直式,单段垂高不宜大于 200m,分支斜溜道的倾角应大于 60° ;溜井直径不应小于矿石最大块度的 5 倍,但不得小于 3m。

3 主溜井装矿硐室应设置专用安全通道。

4 主溜井应设置专用的通风防尘设施,其污风应引入回风道。

5 含泥量多、粘结性大或含硫高、易氧化自燃的矿石,不宜采用主溜井。

9.4 空场采矿法

9.4.1 空场采矿法应符合下列规定:

1 矿石围岩稳固、采场在一定时间内允许有较大的暴露面积的矿床宜采用空场采矿法;当矿岩稳固性稍差时,设计宜从采场结构参数、顶板维护、凿岩工艺等方面采取相应措施。

2 当矿床开采技术条件允许时,宜采用机械化、智能化程度高的大直径深孔空场采矿法或中深孔分段空场采矿法。

3 采用全面采矿法和房柱采矿法的矿山,应根据顶板稳定情况留出合适的矿柱;矿柱需要回收时,应采取安全措施。

4 采用空场采矿法的矿山应有采场地压监测、预报的设施及设备,并应采取充填、隔离或强制崩落围岩的措施。

5 空场采矿法的矿石回采率,厚矿体不应小于 85%,中厚矿体不应小于 80%,薄矿体不应小于 75%。

9.4.2 全面采矿法应符合下列规定：

1 全面采矿法宜用于厚度小于 5m 矿岩中等稳固以上、产状较稳定的水平和缓倾斜矿体回采；当厚度大于 3m 时，宜分层开采，条件具备时，宜采用液压凿岩台车全厚一次推进。

2 采场内应留不规则矿柱，圆形矿柱直径不应小于 3m，方形矿柱不应小于 $2\text{m} \times 2\text{m}$ ；有条件时矿柱应布置在夹石带和贫矿段内；开采矿石价值高的矿体，可采用人工矿柱替代预留矿柱，人工矿柱的大小和强度应能保证顶板的安全。

3 矿体厚度小于最小可采厚度时，切割巷道的顶板不应超过设计采幅的顶板。

9.4.3 留矿全面采矿法应符合下列规定：

1 留矿全面采矿法宜用于矿石不粘结、不自燃，且厚度小于 8m、倾角为 $30^\circ \sim 50^\circ$ 的矿体。

2 当矿体倾角小于矿石自然安息角、厚度较薄且底板比较平整时，可采用伪倾斜工作面或扇形工作面推进，电耙应设在天井联络道内。

3 矿体倾角大于矿石自然安息角，矿体厚薄不均或底板起伏多变时，应采用水平工作面推进；电耙可设在天井联络道内。

4 矿体厚度小于 3m 时，应采用逆倾斜全厚一次推进；当矿体厚度大于 3m 时，宜采用分层推进或上分层超前推进。

9.4.4 房柱采矿法应符合下列规定：

1 浅孔房柱采矿法宜用于厚度小于 8m 的缓倾斜矿体；当矿体厚度大于 3m 时，宜分层回采。

2 矿体厚度为 8m~10m 时，宜采用预控顶和中深孔进行回采。

3 当矿体顶、底板较规整、厚度大于 3m，且条件允许时，可采用液压凿岩台车。

4 盘区内同时回采的采场数不应超过 3 个，采场的推进方向应与盘区推进方向一致，各工作面间的超前距离应为 10m~15m。

9.4.5 浅孔留矿采矿法应符合下列规定：

1 浅孔留矿采矿法宜用于矿石不粘结、不自燃、遇水不膨胀的急倾斜薄矿脉及中厚矿体。

2 回采工作面宜采用梯段布置，当采用上向孔落矿时，梯段工作面长度宜为 10m ~15m；水平孔落矿时，梯段长度宜为 2m ~4m。

3 当相邻急倾斜平行薄矿脉间距大于 4m、夹层稳定，且矿脉形态和地质构造简单时，可实行分采。

4 急倾斜相邻平行薄矿脉分采，当夹层稳定时，可依次开采或同时开采。同时开采应实行强化开采，上盘采场应超前下盘采场两个分层高度，放矿时，上盘采场应超前或同时下降。当夹层局部稳定性较差时，下盘采场宜超前上盘采场两个分层高度，放矿时，上盘采场宜超前或同时下降。

9.4.6 极薄矿脉留矿采矿法应符合下列规定：

1 极薄矿脉留矿采矿法宜用于矿脉平均厚度小于 0.8m 的急倾斜矿脉，采幅应控制在 0.9m~1.1m。

2 当矿脉不连续和沿走向、倾向延展不大，矿石价值高而矿岩较稳固时，可不留间柱和采用人工底柱；当矿脉走向长度超过 200m 时，应每隔 100m ~120m 留 1 个间柱，并应制定采空区的处理措施。

3 当矿脉沿走向出现分支交叉矿脉时，应在分支口或交叉口留矿柱，并应设共用天井或共用漏斗，主脉与分支脉应同时上采。

4 在竖向剖面上交替出现平行脉，两脉间距小于 1.5m 时，可由原采场以 60°倾角逐步过渡到平行脉；当间距为 1.5m ~3.0m 时，应在采矿工作面向平行脉开掘 60°斜漏斗，并应做好二次切割后继续上采；当间距大于 3.0m 时，宜另开盲阶段单独回采。

9.4.7 爆力运矿采矿法应符合下列规定：

1 爆力运矿采矿法宜用于矿岩界线清楚、产状较稳定、底板

平整、倾角大于 35° 的中厚倾斜矿体。

2 阶段运输平巷应布置在脉外,距矿体底板不应小于 6m。

3 矿房可采用阶段回采和分段回采;采用分段回采时,应先采上分段,后采下分段。

4 每次崩矿前,采场内应只在漏斗中留缓冲矿石垫层。

9.4.8 分段空场采矿法应符合下列规定:

1 分段空场采矿法宜用于急倾斜中厚矿体和倾斜或缓倾斜厚大矿体;当矿体厚度大于 50m 时,宜留矿房间纵向矿柱。

2 矿岩稳固的急倾斜矿体应采用分段凿岩、阶段出矿;稳固性稍差或倾斜的矿体,宜采用分段凿岩、分段出矿。

3 分段高度应根据凿岩设备的凿岩深度、矿体倾角等因素综合确定。

4 同一矿体的上下相邻阶段和同一阶段相邻平行矿体的矿房和矿柱布置,其规格应相同,上下和前后应相互对应;

5 除作为回采、运输、充填和通风的巷道外,不得在采场顶柱内开掘其他巷道。

9.4.9 阶段空场采矿法应符合下列规定:

1 阶段空场采矿法宜用于矿体形态规整、厚度大于 10m 的急倾斜矿体和任何倾角的极厚矿体。

2 阶段空场采矿法宜采用大直径深孔落矿;采场出矿应使用铲运机或其他出矿能力较大的设备,采用平底结构时,应使用遥控铲运机或其他机械设备清底。

3 采用水平深孔落矿时,切割和拉底的空间应为崩落分层矿石量的 30%~40%;采用垂直深孔侧向崩矿时,切割立槽宜布置在矿房内矿体最厚处,切割立槽宽度应为崩落分条厚度的 20%;采用大直径下向深孔球状药包崩矿时,其补偿空间容积应大于 35%。

4 采场沿走向布置、垂直分条崩矿时,矿房回采宜由一侧向切割槽崩矿;采场垂直走向布置时,应由上盘向下盘推进崩矿。

9.5 充填采矿法

9.5.1 充填采矿法应符合下列规定：

1 充填采矿法宜用于矿石价值高、地表需要保护、矿体形态复杂、矿岩稳固性较差等条件的矿床。

2 在充填采矿法设计中，宜增大分层高度；有条件时，应采用空场采矿法嗣后充填。

3 阶段回采顺序宜为自上而下回采；当采用上向充填法时，可采用自下而上的阶段回采顺序；当矿体垂深大，可上、下分区同时回采。

4 采用充填采矿法开采缓倾斜相邻矿脉，应先采下盘矿脉、后采上盘矿脉，下盘采场应充填接顶。

5 矿柱回采应与矿房回采同时设计。矿房已胶结充填的间柱，宜采用分层充填或嗣后充填采矿法回收，顶底柱宜用分层或进路充填法回收。

6 充填采矿法的矿石回采率，中厚及厚矿体不应小于 90%；薄矿体不应小于 85%；深井极厚大矿体可适当降低。

9.5.2 上向水平分层充填采矿法应符合下列规定：

1 上向水平分层充填采矿法宜用于矿岩中等以上稳固的矿体；当矿岩不稳固时，宜采用上向进路式充填采矿法。

2 点柱式充填法宜用于矿岩中等以上稳固、矿石价值中等以下的倾斜厚矿体。

3 点柱式充填法的壁柱宽度宜为 4m~6m，点柱直径宜为 4m~5m，采场内点柱总面积不宜超过采场总面积的 10%。

4 上向充填法应采用一房一柱的两步骤回采顺序，矿山地压大、矿岩不够稳固的厚大矿体宜采用一房二柱、一房三柱，特厚矿体可采用一房多柱的多步骤回采布置；狭长的单独矿体可全走向一步骤回采。

5 采场控顶高度不宜大于 4.5m，当采场有撬毛台车或服务

台车可保证作业安全时,控顶高度可增至 6m~8m。

6 采用人工间柱上向分层充填法采矿时,相邻采场应超前一定距离。

7 当采场跨度和采空高度较大,或局部地段矿岩不稳固时,应采取加固采场顶板的措施。

8 上向充填采矿法胶结充填体设计强度应满足矿柱回采时自立高度的要求,并应能承受爆破震动的影响。

9 回收底柱的采场,应在底柱上构筑厚度不小于 0.4m、强度不小于 15MPa 的钢筋混凝土或厚度大于 5m、强度大于 5MPa、底板上铺设钢筋网的砂浆胶结料隔离层;回收间柱的采场宜用空场法嗣后胶结充填先采间柱;干式充填法可在矿房邻间柱一侧构筑混凝土隔墙。

10 采用干式或尾砂充填时,宜在每分层充填面上铺设厚度不小于 0.15m、强度不低于 15MPa 的混凝土垫层;采用低强度胶结充填时,每分层充填面上宜铺设厚度不小于 0.3m、强度不低于 3MPa 的胶结充填体。

11 布置在脉内的采场顺路溜井不宜少于 2 个,直径应大于矿石最大块度的 3 倍,且不得小于 1.5m。

9.5.3 下向分层充填采矿法应符合下列规定:

1 下向充填采矿法宜用于矿岩极不稳固、矿石价值较高,用上向进路充填法难以开采的矿体。

2 回采进路的规格宽宜为 3m~5m,高宜为 2m~5m。

3 当回采进路采用倾斜布置时,倾斜分层的倾角宜大于胶结充填料的自流坡面角,自流坡面角宜取 $6^{\circ}\sim 8^{\circ}$ 。

4 分层假顶应充填完整坚实,充填体单轴抗压强度不应小于 3MPa。

9.5.4 削壁充填采矿法应符合下列规定:

1 削壁充填采矿法宜用于形态较稳定、矿石和围岩界线清楚、价值较高的极薄矿脉。

2 削壁充填采矿法回采矿石和崩落围岩的顺序应根据矿岩稳固性确定。当围岩稳固性较好时,宜先采矿石、后崩落围岩,当围岩稳固性较差时,宜先崩落围岩、后采矿石。

3 开采急倾斜矿体时,采场崩矿前应铺设垫板或垫层。

4 开采缓倾斜矿脉时,采场应用大块废石砌筑挡墙接顶,挡墙至工作面的距离不应大于 2.5m。

9.5.5 嗣后充填采矿法应符合下列规定:

1 嗣后充填采矿法可用于采用分段采矿法、分段空场采矿法、阶段空场采矿法回采后,地表需要保护或间柱需要回收的矿床。

2 嗣后充填应采用高效率的充填方式;当矿柱需要回收时,充填体应具有足够的强度和自立高度。

3 当充填体需要为相邻矿块提供出矿通道或底柱需要回收时,充填体底部应采用高灰砂比胶结充填,充填体强度应大于 5MPa。

4 当矿柱不需要回收作为永久损失时,采空区宜采用非胶结充填。

5 采场充填前,在采场内应事先布置泄水管道,下部通道口应构筑稳固的滤水墙。

9.6 崩落采矿法

9.6.1 崩落采矿法应符合下列规定:

1 崩落采矿法宜用于地表允许崩落,矿体上部无水体和流砂,矿石和覆盖岩层无自燃性和结块性,矿石价值不高,中厚以上、矿岩中等稳固以下的矿床。

2 采用崩落法采矿时,在高山陡坡地区,应有防止或避免塌方、滚石和泥石流危害的措施;对地表覆土层厚、雨量充沛地区,应有防止大量覆土混入矿石和泥水涌入采区的措施。

3 开采使用期间的阶段运输平巷和盘区部分采准工程,均应布置在相应开采阶段的岩石移动范围以外 10m。

4 矿体开采的水平推进方向应严格按控制地压有利的顺序安排,并保持与矿井主进风流相反的方向。

5 开采极厚矿体且产量较大时,阶段间可设置提升人员、设备材料两用的电梯井。

6 用崩落法回采矿柱时,间柱、顶柱和底柱宜采用微差爆破一次崩矿,在覆盖岩石下放矿;当矿岩稳定时,可先采间柱,在空场条件下放矿后,再采顶柱、底柱。

7 崩落采矿法的矿石回采率,中厚及厚矿体不应小于 75%,薄矿体不应小于 80%。

9.6.2 壁式崩落采矿法应符合下列规定:

1 顶板岩石不稳固,厚度 0.8m~4m、倾角小于 30°、形态规则的矿体宜采用壁式崩落采矿法。

2 开采多层矿体或产状变化大的单层矿体时,运输平巷宜布置在底盘脉外;产状较规则的单层矿,且生产规模小、单阶段回采时,运输平巷可布置在脉内;多层矿体分层回采时,应待上层顶板岩石崩落并稳定后,再回采下部矿层。

3 当矿体和底盘岩石不够稳固时,阶段运输平巷应布置在底盘脉外,并应避免开采空区压力拱基。

4 相邻两个阶段同时回采时,上阶段回采工作面应超前下阶段工作面一个工作面斜长的距离,且不应小于 20m。

5 长壁崩落法采用阶梯式回采工作面时,下阶梯应超前上阶梯 1 倍~2 倍排距。

6 当矿体倾角为 25°~30°时,宜采用伪倾斜回采工作面。

7 控顶距、放顶距宜由采矿方法试验确定,也可根据支柱间距确定,控顶距宜为 2 排~3 排的支柱间距;放顶距宜为 1 排~5 排支柱间距。

8 在密集支柱中,每隔 3m~5m 应有一个宽度不小于 0.8m 的安全出口,密集支柱受压过大时,应及时采取加固措施;撤柱后不能自行冒落的顶板,应在密集支柱外 0.5m 处,向放顶区重新凿

岩爆破,强制崩落;机械撤柱及人工撤柱,应自下而上、由远而近进行;矿体倾角小于 10° 时,撤柱顺序可不限。

9 矿体直接顶板崩落岩层的厚度小于矿体厚度的6倍~8倍时,应采取有效的控制地压和顶板管理措施;放顶后,应及时封闭落顶区。

10 壁式崩落采矿法应推广采用液压支柱。

9.6.3 分层崩落采矿法应符合下列规定:

1 分层崩落采矿法宜用于矿石价值较高、中等稳固以下,上盘岩石不稳固的倾斜、缓倾斜中厚以上或急倾斜矿体。

2 采场分层进路宽度不应超过3m,分层高度不应超过3.5m。

3 采场上、下相邻的分层平巷或横巷应错开布置,岩壁厚度不应小于2.5m,采场上、下分层进路应相对应。

4 邻接矿块同时回采时,回采分层高差不宜超过两个分层高度;在水平方向上,上、下分层同时回采时,上分层超前相邻下分层的距离不应小于15m。

5 回采应从矿块一侧向天井方向推进;当采掘接近天井时,分层沿脉或穿脉应在分层内与另一天井相通;采区采完后,应在天井口铺设加强假顶。

6 开采第一分层时应在底板上铺设假顶,假顶之上的缓冲层不应小于4m,并应逐步形成20m以上的缓冲层。

7 崩落假顶时,不得用砍伐法撤出支柱,人员不应在相邻的进路内停留;开采第一分层时,不得撤出支柱;顶板不能及时自然崩落的缓倾斜矿体应进行强制放顶;假顶降落受阻时,不应继续开采分层;顶板降落产生空洞时,不应在相邻进路或下部分层巷道内作业。

9.6.4 有底柱分段崩落采矿法应符合下列规定:

1 有底柱分段崩落采矿法宜用于夹石较少,不需分采,形态不太复杂、厚度大于5m的急倾斜中厚矿体或任何倾角的厚大矿体。

2 急倾斜、倾斜厚矿体分段高度宜为 20m~30m;倾斜中厚矿体沿走向脉外布置电耙道时,分段高度宜为 10m。

3 有底柱分段崩落法宜采用垂直分条、小补偿空间挤压爆破;挤压爆破的补偿空间系数应按不同落矿方式选取或通过试验确定,补偿空间系数宜为 15%~20%。

4 缓倾斜矿体采用竖分条崩矿时,矿块中矿体最凸起部位应设有切割槽;急倾斜、倾斜中厚矿体,矿块沿走向布置时,矿块中矿体最厚部位应设切割槽。

5 上、下分段同时出矿时,上分段超前的水平距离不应小于分段高度的 1.5 倍。

6 开采厚大矿体且盘区产量大时,应布置专用的进风和回风巷道。

7 采场顶板不能自行冒落时,应及时强制崩落,也可用充填料予以充填。

9.6.5 无底柱分段崩落采矿法应符合下列规定:

1 无底柱分段崩落采矿法宜用于矿石和下盘围岩稳固或中等稳固,上盘围岩不稳固或中等稳固,矿石价值不高的急倾斜厚矿体或缓倾斜极厚矿体。

2 厚度大于 50m 的极厚矿体,可在矿体中央增开分段平巷,也可沿走向划分采区,在采区内划分矿块。

3 回采主要技术参数宜通过采矿方法试验确定。未取得试验研究参数时,分段高度可取 10m~15m,进路间距可取 10m~20m,崩矿步距不应大于 3m,扇形炮孔边孔倾角可取 60°~70°。

4 回采工作面的上方应有大于分段高度的覆盖岩层;上盘不能自行冒落或冒落的岩石量达不到所规定的厚度时,应及时进行强制放顶,并使覆盖岩层厚度达到分段高度的 2 倍左右。

5 当矿石不够稳固时,应采取防止炮孔变形、堵塞和进路端部顶板眉线破坏的有效措施。

6 同一分段的各相邻进路回采工作面应形成阶梯状。

7 上、下两个分段同时回采时,上分段应超前于下分段,超前距离应使上分段位于下分段回采工作面的错动范围之外,且不应小于 20m。

8 分段回采完毕,应及时封闭本分段的溜井口。

9.6.6 阶段强制崩落采矿法应符合下列规定:

1 阶段强制崩落采矿法宜用于岩石中等稳固或稳固,矿体产状、形态变化不大的急倾斜厚矿体或任何倾角的极厚矿体。

2 两个阶段同时回采时,上阶段应超前回采,超前距离不得小于一个采场长度;开采极厚矿体时,平面相邻采场应呈阶梯式推进。

3 强制崩落顶板或暂留矿石作为垫层,垫层厚度不得小于 20m。

4 采用挤压爆破的补偿空间系数应为 15%~20%,小补偿空间的补偿系数应为 20%~25%,自由空间爆破的补偿系数应大于 25%。

9.6.7 自然崩落采矿法应符合下列规定:

1 自然崩落采矿法宜用于矿石节理裂隙发育或中等发育,含夹石少,矿体形态规整的厚大矿体。

2 矿山应开展必要的岩石力学工作,评价矿岩的可崩性;设计应根据矿岩性质、崩落高度和预测的崩落块度等因素综合确定放矿点间距和其他底部结构参数。

3 底部结构应采用高强度混凝土支护或其他有效支护方式,眉线处宜设横向挡梁。

4 应根据整个采区的构造分布、岩石性质、品位分布等因素综合确定初始拉底位置和拉底方向,初始拉底位置宜布置在可崩性好的部位。

5 处理卡斗时,严禁人员进入堵拱下部处理;二次破碎大块时,除特殊情况外,严禁使用裸露药包爆破。

6 应编制放矿计划,严格进行控制放矿;崩落面与崩落下的松散物料面之间的空间高度宜为 5m~7m;雨季出矿应采取相应

的安全措施。

9.7 凿岩爆破

9.7.1 凿岩设备的选择应根据矿岩物理力学性质、生产规模、采矿方法、凿岩设备的技术性能等因素综合确定。

9.7.2 凿岩设备的配置应符合下列规定：

1 炮孔深度小于 4m 宜采用浅孔凿岩设备，炮孔深度 4m~20m 宜采用中深孔凿岩设备，炮孔深度大于 20m 宜采用深孔凿岩设备。

2 采用浅孔和中深孔凿岩的采场应按生产采场数单独配备，采用深孔凿岩的采场应按阶段水平或采区配备。

3 掘进凿岩设备的配置应按正常生产时期井巷掘进量及掘进速度计算掘进工作面，配备凿岩设备。

9.7.3 有条件时宜采用大直径深孔凿岩，孔径宜为 110mm~200mm，钻孔偏斜率应控制在 1% 以下。

9.7.4 爆破器材的选择应符合下列规定：

1 井下爆破不应使用火雷管、导火索和铵梯炸药。

2 炮孔有水时应选择抗水性好的爆破器材。

3 高温爆破作业应选择耐热爆破器材。

9.7.5 大直径深孔爆破应符合下列规定：

1 矿岩稳定条件允许时，宜采用柱状药包爆破。

2 当采用球状药包水平分层爆破时，应进行爆破漏斗试验；爆破宜采用高威力低感度炸药，分层爆破高度宜为 3m~4m，多层爆破宜为 8m~12m，最上一层高度宜为 7m~10m。

3 高硫矿床应有防止硫化矿尘爆炸的有效措施。

9.7.6 采场出矿最大块度，浅孔爆破时应小于 350mm；中深孔和深孔爆破时应小于 700mm。

9.8 回采出矿

9.8.1 无轨设备出矿应符合下列规定：

1 当采用堑沟底部结构布置时,集矿堑沟、出矿巷道宜平行布置,集矿堑沟的斜面倾角不应小于 45° ;装矿进路与出矿巷道的连接方式宜采用斜交,其交角不应小于 45° ;装矿进路间距宜为 $10\text{m}\sim 15\text{m}$;装矿进路的长度不应小于设备长度与矿堆占用长度之和。

2 当采用平底结构布置时,采场内三角矿堆的回收应采用遥控铲运机。

3 柴油铲运机单程运距不宜大于 200m ,电动铲运机不宜大于 150m 。

4 采用无轨装运设备出矿时,应在溜井口设置安全车挡,车挡高度应为设备轮胎高度的 $2/5\sim 1/2$ 。

9.8.2 电耙出矿应符合下列规定:

1 电耙宜用于采场生产能力中等、矿石块度 500mm 以下的采场出矿。

2 电耙出矿水平耙运距离不宜大于 40m ,下坡耙运距离不宜大于 60m 。

3 倾斜、伪倾斜电耙绞车硐室应水平布置,绞车操作端宜布置与阶段运输平巷相通的人行通风天井。

4 绞车前部应有防断绳回甩的防护设施,溜井边与绞车靠近溜井最突出部位的距离不应小于 2.0m ,电耙道与矿石溜井连接处应设宽度不小于 0.8m 的人行道,电耙硐室底板与溜井入矿口高差不应小于 0.5m 。

5 采用电耙道出矿时,电耙道应有独立的进、回风道;电耙的耙运方向应与风流方向相反;电耙道间的联络道应设在入风侧,并应布置在电耙绞车硐室的侧翼或后方。

9.8.3 振动放矿机出矿应符合下列规定:

1 振动放矿机宜用于采用漏斗和堑沟底部结构的采场及溜井出矿。

2 振动放矿机埋设参数和振动台面的几何参数应根据矿石

的物理力学性质、矿石自然安息角、矿石粘结性、最大块度、溜井放矿量和矿石运输设备等因素计算确定。

3 振动放矿机台面倾角宜为 $10^{\circ}\sim 20^{\circ}$ ，矿石流动性好时宜取小值，矿石流动性不好时宜取大值。

4 振动放矿机下料口与矿车顶面的高度不应低于 200mm。

9.9 基建与采掘进度计划

9.9.1 基建进度计划的编制应符合下列规定：

- 1 应加快关键井巷的掘进，必要时可增设措施井巷。
- 2 同时开动的凿岩机台班数应保持基本平衡。
- 3 应包含施工准备时间和设备安装调试时间。
- 4 需疏干的矿山应安排疏干时间。
- 5 采用新采矿方法或工艺复杂的方法时，应安排试验或试采时间。

9.9.2 井巷成巷速度指标可按表 9.9.2 选取。

表 9.9.2 井巷成巷速度指标

井巷名称	井巷成巷速度(m/月)	备注
竖井	60~80	---
斜井	70~100	--
斜坡道	60~80	--
天井、溜井	60~90	采用天井钻机掘进时可取 120m/月
平巷	100~150	--
硐室	600m ³ /月~900m ³ /月	—

注：当工程地质条件复杂或井巷断面大或支护率高时取小值，地质条件简单或断面小或支护率低时取大值。

9.9.3 矿山投产时，备用矿块数应为回采矿块的 10%~20%，但不得少于 1 个。

9.9.4 采掘进度计划的编制应符合下列规定：

- 1 初期生产地段应按阶段、矿块、采矿方法等排产列表直达

产3年以上;资料条件不具备时,可采用阶段或块段矿量排产。

2 应合理安排阶段、矿体、矿房与矿柱之间的回采顺序,应实行贫富兼采。

3 在不违反合理回采顺序的条件下,宜先回采富矿。

9.10 设备选择

9.10.1 地下矿山的装备水平宜符合表9.10.1的规定。

表9.10.1 地下矿山装备水平

设备名称	采矿规模		
	大型	中型	小型
凿岩设备	单机或双机采矿台车 双机掘进台车 $\geq \phi 165$ 潜孔钻机 $\geq \phi 1500$ 天井钻机	浅孔和中深孔凿岩机 单机或双机采矿台车 单机或双机掘进台车 爬罐或吊罐 $\leq \phi 1500$ 天井钻机	浅孔和中深孔凿岩机 单机采矿台车 单机掘进台车 爬罐或吊罐
装运设备	$\geq 4\text{m}^3$ 铲运机 $\geq 55\text{kW}$ 电耙 $\geq 4\text{m}^3$ 矿车 $\geq 14\text{t}$ 电机车 带式输送机 振动放矿机	$2\text{m}^3 \sim 4\text{m}^3$ 铲运机 $\leq 55\text{kW}$ 电耙 $2\text{m}^3 \sim 4\text{m}^3$ 矿车 $\geq 7\text{t}$ 电机车 带式输送机 振动放矿机	$\leq 2\text{m}^3$ 铲运机 $\leq 30\text{kW}$ 电耙 $\leq 2\text{m}^3$ 矿车 $\leq 7\text{t}$ 电机车 振动放矿机

9.10.2 主要采矿设备的备用率宜符合下列规定:

1 浅孔凿岩机宜为100%,中深孔凿岩机宜为50%,潜孔钻机宜为20%~30%。

2 电耙宜为25%,振动放矿机的电动机宜为10%~20%。

3 局部扇风机宜为20%~30%。

4 备用数不足1台时,宜取1台。

10 露天与地下联合开采

10.1 露天与地下同时开采

10.1.1 露天与地下同时开采时,应符合下列规定:

- 1 受地下开采影响地段的露天边坡角,应根据影响程度适当减小。
- 2 在地下开采的岩体移动范围内,不应同时进行露天开采,当需露天与地下同时开采时,应采取有效的技术措施。
- 3 露天与地下各采区间的回采顺序应在设计中规定。

10.1.2 露天与地下同时开采的回采顺序应符合下列规定:

- 1 地下开采宜从矿体端部向露天边坡方向后退式回采。
- 2 当坑内采用胶结充填回采时,地下开采可从露天坑底往下回采。

10.1.3 露天与地下同时开采,地下采矿方法选择应符合下列规定:

- 1 倾斜或急倾斜矿体,矿岩稳固时,宜采用空场嗣后充填法回采,也可采用空场法回采矿房暂时保留矿柱;矿岩中等稳固时,宜采用上向水平分层充填法或分段充填法回采;矿岩均不稳固时,宜采用下向胶结充填法回采。

- 2 缓倾斜且延深长的矿体,可采用房柱法或充填法回采。

10.1.4 露天与地下在同一垂直面作业时,两工作面垂直间距应通过岩石力学计算确定,但不应小于50m。

10.1.5 有条件时,露天与地下同时开采的矿石运输或转运系统宜统筹布置。

10.1.6 当地下开采采用平硐开拓时,露天矿坑内涌水可通过钻孔或天井下放到平硐排出地表。当无法通过平硐自流排出时,宜

由露天坑内排出,需通过地下开采的井下泵房排水时,应进行技术经济比较。

10.2 露天转地下开采

10.2.1 露天转地下开采过渡期,回采方案确定应符合下列规定:

1 走向长度大或分区开采的露天矿,在转入地下开采时,应采取分区、分期的过渡方案。

2 应根据所选用的采矿方法确定境界安全顶柱或岩石垫层的厚度。

3 排水方案设计时,应分析研究原露天坑的截排水能力及其对坑内排水的影响。

4 应保持矿山能够正常持续生产,且矿石供给总量基本平衡。

5 地下采矿方法选择,应分析研究露天边坡稳定性和产生泥石流对地下开采的影响。

6 应合理安排开采顺序,露天和地下的开采部位宜在水平面错开。

10.2.2 露天转地下开采过渡期,在露天保护地段下部,当条件允许时,地下开采可采用自然崩落法,但不应采用无底柱分段崩落法、有底柱分段崩落法等崩落法。采用自然崩落法开采时,应采用高阶段回采,同时应通过计算确定露天坑底和崩落顶板之间境界安全顶柱的规格,在崩落范围顶线临近境界安全顶柱时,露天开采应结束或停止。

10.2.3 露天结束后转地下开采,境界安全顶柱的留设应符合下列规定:

1 采用空场法回采时,露天坑底应留设境界安全顶柱,安全顶柱的厚度应通过岩石力学计算确定,但不应小于10m。

2 采用充填法回采时,可在露天坑底铺设钢筋混凝土假底作为地下开采的假顶。当采用进路式回采且进路宽度不大于4m

时,钢筋混凝土假顶厚度不应小于 1m;当采用空场嗣后充填采矿法时,钢筋混凝土假顶厚度应按采场跨度参数通过岩石力学计算确定。

10.2.4 露天矿边帮残留矿体回采应符合下列规定:

1 在露天开采后期,应尽早强化开采露天境界外的边帮残留矿体。有条件时,应在露天开采设计时统筹规划回采边帮矿体的采矿方法和开拓运输系统。

2 露天开采还在进行并采用崩落法回采边帮残留矿体时,地下开采沿走向的回采顺序应采用向边坡后退式回采,当地下开采影响到边坡安全时,应停止作业。

3 采用充填法回收边帮残留矿体时,应保证采场顶板至露天边坡面之间的矿柱厚度。

4 采用房柱法回采平缓露天矿的边帮矿体时,应根据地质条件、废石堆放位置和矿层至地表的距离确定境界安全矿柱规格。

10.2.5 露天转地下开采矿山,地下开拓方案的选择应符合下列规定:

1 地下开采可采储量和规模小、服务年限较短、露天采场边坡稳定时,开拓系统宜布置在露天坑内。

2 地下开采可采储量大、服务时间长、露天采场边坡稳定性较差时,开拓系统应布置在露天境界外。

3 地下开采可采储量和规模大、露天采场边坡稳定时,主、副提升井宜布置在露天境界外,斜坡道或风井等辅助井巷可布置在露天坑内。

10.2.6 下列情况之一,露天矿运输宜利用地下开采开拓运输系统:

1 露天开采的服务年限短,以地下开采为主的矿山。

2 露天开采境界深度大、过渡期长,过渡期露天开采运距远的矿山。

3 地形高差较大、平窿溜井开拓的矿山。

10.3 地下转露天开采

10.3.1 地下开采转为露天开采时,应将全部地下巷道、采空区和矿柱的位置绘制在矿山平、剖面对照图上。地下巷道和采空区的处理方法应在设计中确定,大型采空区的处理方法应做专题研究。重要矿山工程不应布置在地下开采的移动范围内。

10.3.2 当矿房已用充填法回采,且采用露天开采回采矿柱时,应确定合适的穿孔、爆破、铲装工艺,并应采取必要的安全预防措施。

10.3.3 地下转露天过渡期内,应分析研究露天开采对地下开采防、排水的影响。

11 矿井通风

11.1 通风系统

11.1.1 矿井通风系统设计应符合下列规定：

- 1 应将足够的新鲜空气有效地送到井下工作场所。
- 2 通风系统应简单,矿井风网结构应合理,风流应稳定、易于管理。
- 3 矿井通风系统的有效风量率不应低于60%。
- 4 发生事故时,风流应易于控制,人员应便于撤出。
- 5 应有符合规定的井下环境及安全监测监控系统。

11.1.2 下列情况宜采用分区通风系统：

- 1 矿体走向长、产量大、漏风大的矿山。
- 2 天然形成几个区段的浅埋矿体,专用的通风井巷工程量小的矿山。
- 3 矿岩有自燃发火危险的矿山。
- 4 通风线路长或网络复杂的含铀矿山。

11.1.3 分区通风系统的分区范围应与矿山回采区段相一致,并应以各区之间联系最少的部位为分界线。

11.1.4 下列情况宜采用集中通风系统：

- 1 矿体埋藏较深、走向较短、分布较集中的矿山。
- 2 矿体比较分散、走向较长、各矿段便于分别开掘回风井的矿山。

11.1.5 采用多机在不同井筒并联运转的集中通风系统应符合下列规定：

- 1 某台主扇运转时,其他主扇应启动自如,各主扇负担区域风流应稳定;某台主扇停运时,其通风污风不得倒流入其他主扇通风区中。

- 2 多井通风时,各井筒之间的作业面不得形成风流停滞区。
 - 3 各主扇通风区阻力宜相等。
- 11.1.6** 下列情况宜采用多级机站压抽式通风系统:
- 1 不能利用贯穿风流通风的进路式采矿方法的矿山,或同时作业阶段较少的矿山。
 - 2 通风阻力大,漏风点多或生产作业范围在平面上分布广的矿山。
 - 3 现有井巷可作为专用进风巷,进风线路与运输线路干扰不大的矿山。
- 11.1.7** 采用多级机站通风系统应符合下列规定:
- 1 级站宜少,用风段宜为 1 级,进、回风段不宜超过 2 级。
 - 2 每分支的前、后机站风机能力和台数应匹配一致;同一机站的风机应为同一规格、型号;机站风机台数宜为 1 台~3 台。
 - 3 风机特性曲线宜为单调下降,应无明显马鞍形。
 - 4 进路式工作面应设管道通风。
 - 5 多级机站通风系统应采用集中控制。
- 11.1.8** 下列情况下,风井宜采用对角式布置:
- 1 矿体走向较长,采用中央式开拓的矿山。
 - 2 矿体走向较短,采用侧翼开拓的矿山。
 - 3 矿体分布范围大,规模大的矿山。
- 11.1.9** 下列情况下,风井宜采用中央式布置:
- 1 矿体走向不长或矿体两翼未探清。
 - 2 矿体埋藏较深,用中央式开拓的小型矿山。
 - 3 采用侧翼开拓,矿体另一翼不便设立风井的矿山。
- 11.1.10** 下列情况宜采用压入式通风:
- 1 矿井回风网与地表沟通多,难以密闭维护时。
 - 2 回采区有大量通地表的井巷或崩落区覆盖岩较薄、透气性强的矿山。
 - 3 矿岩裂隙发育的含铀矿山。

- 4 海拔 3000m 以上的低气压地区矿山。
- 11.1.11 下列情况宜采用抽出式通风：
- 1 矿井回风网与地表沟通少，易于维护密闭时。
 - 2 矿体埋藏较深，空区易密闭或崩落覆盖层厚，透气性弱的矿山。
 - 3 矿石和围岩有自燃发火危险的矿山。
- 11.1.12 下列情况宜采用混合式通风：
- 1 需风网与地面沟通多，漏风量大而进、回风网易于密闭的矿山。
 - 2 崩落区漏风易引起自燃发火的矿山。
 - 3 通风线路长、阻力大，采用分区通风和多井并联通风技术上不可能或不经济的矿山。
- 11.1.13 下列情况宜将主扇安装在坑内：
- 1 地形限制，地表有滚石、滑坡，可能危及主扇。
 - 2 采用压入式通风，井口密闭困难。
 - 3 矿井进风网或回风网漏风大，且难以密闭。
- 11.1.14 当主扇设在坑内时，应确保机房供给新鲜风流，并应有防止爆破危害及火灾烟气侵入的设施，且应能实现反风。
- 11.1.15 下列情况宜采用局部通风：
- 1 不能利用矿井总风压通风或风量不足的地方。
 - 2 需要调节风量或克服某些分支阻力的地方。
 - 3 不能利用贯穿风流通风的硐室和掘进工作面、进路式回采工作面。

11.2 风量计算与分配

11.2.1 矿井总风量应等于矿井需风量乘以矿井需风量备用系数 K ， K 值可取 1.20~1.45。矿井需风量应按下列规定分别计算，并应取其中最大值：

- 1 回采工作面、备用工作面、掘进工作面和独立通风硐室所

需风量的总和应按下式计算：

$$Q = \sum Q_b + \sum Q_j + \sum Q_d + \sum Q_i \quad (11.2.1)$$

式中： Q ——矿井需风量(m^3/s)；

$\sum Q_b$ ——回采工作面所需风量(m^3/s)；

$\sum Q_j$ ——备用工作面所需风量(m^3/s)；

$\sum Q_d$ ——掘进工作面所需风量(m^3/s)；

$\sum Q_i$ ——独立通风硐室所需风量(m^3/s)。

2 按井下同时工作的最多人数计算时，矿井需风量不应少于每人 $4m^3/min$ 。

3 有柴油设备运行的矿井需风量，应按同时作业机台数每千瓦供风量 $4m^3/min$ 计算。

11.2.2 回采工作面的需风量应按排尘风速所需风量计算，排尘风速应符合下列规定：

1 硐室型采场最低风速不应小于 $0.15m/s$ 。

2 巷道型采场不应小于 $0.25m/s$ 。

3 电耙道和二次破碎巷道不应小于 $0.5m/s$ 。

4 无轨装载设备作业的工作面不应小于 $0.4m/s$ 。

11.2.3 备用工作面所需风量计算应符合下列规定：

1 难以密闭的备用工作面应与回采工作面需风量相同。

2 可临时密闭的备用工作面，应按回采工作面需风量的 $1/2$ 计算。

11.2.4 掘进工作面所需风量计算应符合下列规定：

1 按排尘风速计算时，掘进巷道的风速不应小于 $0.25m/s$ 。

2 掘进工作面所需风量可按表 11.2.4 选取。

表 11.2.4 掘进工作面所需风量

序号	掘进断面(m^2)	掘进工作面所需风量(m^3/s)
1	<5.0	$1.0\sim1.5$
2	$5.0\sim9.0$	$1.5\sim2.5$
3	>9.0	>2.5

注：选用时，巷道平均风速应大于 $0.25m/s$ 。

11.2.5 独立通风硐室所需风量计算应符合下列规定：

1 井下炸药库、破碎硐室、主溜井卸矿硐室、箕斗装载硐室等作业地点应分别计算所需风量。

2 机电设备散热量大的硐室，应按机电设备运转的发热量计算。

3 充电硐室应按回风流中氢气浓度小于 0.5% 计算。

11.2.6 海拔高度大于 1000m 的矿井总进风量应以海拔高度系数校正。

11.2.7 矿井风量分配应符合下列规定：

1 矿井通风系统为多井口进风时，各进风风路的风量应按风量自然分配的规律进行计算，求出各进风风路自然分配的风量。

2 矿山多阶段作业时，应充分利用各阶段进、回风井巷断面的通风能力，在各阶段的进、回风段巷道之间应设置共同的并联和角联的风量调配井巷，并应扩大自然分风范围。

3 所有需风点和有风流通过的井巷，平均最高风速不应超过表 11.2.7 的规定。

表 11.2.7 井巷断面平均最高风速规定

序号	井巷名称	最高风速(m/s)
1	专用风井,专用总进、回风道	15
2	专用物料提升井	12
3	风桥	10
4	提升人员和物料的井筒,阶段的主要进、回风道,修理中的井筒,主要斜坡道	8
5	运输巷道,采区进风道	6
6	采场	4

11.2.8 矿井通风阻力宜采用通风网络计算程序计算，并应符合下列规定：

1 矿井通风阻力应按通风最困难、最容易时期分别计算；

2 矿山服务年限长、风量大，中、后期阻力相差很大时，是否需要分期选择主扇，应通过技术经济比较确定。

11.3 通风构筑物

11.3.1 通风构筑物宜设在回风段,在进风量较大的主要阶段巷道内不应设置风窗,在高风压区不应设置自动风门。

11.3.2 风门的设计应符合下列规定:

1 需设风门的主要运输巷道应设两道风门,两道风门的间距,有轨运输时应大于1列列车的长度,无轨运输时应大于运行设备最大长度的2倍。

2 手动风门应与风流方向成 $80^{\circ}\sim 85^{\circ}$ 的夹角,并应逆风开启。

3 风门安装应严密,主要风门的墙垛应采用砖、石或混凝土砌筑。

11.3.3 风桥的设计应符合下列规定:

1 通风系统中进风道与回风道交叉地段应设置风桥。

2 风量大于 $20\text{m}^3/\text{s}$ 时,应设绕道式风桥;风量为 $10\text{m}^3/\text{s}\sim 20\text{m}^3/\text{s}$ 时,可用砖、石、混凝土砌筑;风量小于 $10\text{m}^3/\text{s}$ 时,可用铁风筒。

3 风桥与巷道的连接处应设计成弧形。

4 永久风桥不应采用木质结构。

11.3.4 空气幕的设计应符合下列规定:

1 需要调节风量或截断风流的井下运输巷道,可在巷道内安设空气幕。

2 空气幕应安装在巷道较平直、断面规整处。

3 空气幕的供风器出风口应迎向巷道风流方向,空气幕射流轴线应与巷道轴线形成所需的夹角。

4 空气幕形成的有效压力可根据调节风量所需的阻力设计和选取。

11.3.5 采场进风天井顶部宜设井盖门。回风天井顶部宜设调节风窗,下部宜设井门。

11.3.6 井下各主要进、回风巷道内宜设测风站,测风站的设计应符合下列规定:

- 1 测风站应设在直线巷道内,站内不得有任何障碍物,巷道周壁应平整光滑。
- 2 测风站长度应大于 4m,断面应大于 4m²。
- 3 站前、站后的直线段巷道长度应大于 10m。

11.4 坑内环境与气象

11.4.1 井下空气质量应符合下列规定:

- 1 进风井巷和采掘工作面的风源含尘量不应超过 0.5mg/m³。
- 2 井下采掘工作面进风流中按体积计算的空气成分,氧气不应低于 20%,二氧化碳不应高于 0.5%。
- 3 井下作业地点空气中的有害物质应符合现行国家有关工作场所有害因素职业接触限值的规定。
- 4 伴生有放射性元素的矿山,井下空气中氡及其子体的浓度应符合国家现行有关规定。

11.4.2 矿山应采取下列防尘措施:

- 1 不得在罐笼进风井井口附近堆放砂石等产尘材料。下放水泥、砂石等材料应采取防尘措施。
- 2 主要入风风路中不宜设置矿石溜井。
- 3 坑内溜破系统应设单独的通风除尘装置。
- 4 入风流含尘量超标矿井应采取净化措施。
- 5 回采、掘进工作面应采取湿式凿岩、喷雾洒水、水封爆破、洗壁、通风排尘和个体防护等综合措施。
- 6 应配置粉尘、废气测量分析仪表。

11.4.3 进风井巷和井下采掘工作面的空气温度应符合下列规定:

- 1 进风井巷冬季的空气温度应高于 2℃;低于 2℃时,应有暖风措施。

2 采掘作业地点的气象条件应符合表 11.4.3 的规定,不符合表 11.4.3 的规定时,应采取降温或其他防护措施。

表 11.4.3 采掘作业地点的气象条件

干球温度(°C)	相对湿度(%)	风速(m/s)	备注
≤28	不规定	0.5~1.0	上限
≤26	不规定	0.3~0.5	舒适
≤18	不规定	≤0.3	增加工作服保暖量

11.4.4 矿井防冻应符合下列规定:

1 严寒地区,所有提升井和作为安全出口的风井应有防止井口及井筒结冰的保温措施。

2 不应采用明火直接加热进入矿井的空气。

3 除有放射性的矿山外,宜利用已有废旧坑道或采空区的岩温预热送入井下的冷空气。

4 大中型矿山宜采用空气加热器预热。

5 无集中热源的小型矿山,矿井防冻可采用热风炉预热,热风炉的位置应使进入井筒的空气不被污染,并应符合防火要求。

11.4.5 矿井降温应符合下列规定:

1 采用非人工制冷降温时,应根据矿井的具体条件,综合采取利用天然冷源、增加供风量或提高作业人员集中处的局部风速、有利于降温的通风方式、回避井下热源、隔绝或减少热源向进风流散热、疏放或封堵热水、个体防护等措施。

2 采用人工制冷降温时,应根据矿井地质条件、开拓系统、巷道布置、矿井通风系统、制冷降温范围、采深、冷负荷、矿井涌水量及水质和水温、回风风量和温度、采掘机械化程度、热源及条件类似矿井的经验,进行技术经济论证后,选用井下移动式空调或压缩空气制冷等局部降温措施、地面集中空调系统、地面与井下联合空调系统等降温方式。

3 有放射性的矿山,不应利用已有废旧坑道或采空区降温。

11.5 主通风装置与设施

11.5.1 主通风机选择应符合下列规定：

1 主通风机的风量不应小于矿井总风量乘以主通风机风硐装置的漏风系数；主通风机的风压不应小于矿井最大阻力损失加上主通风机风硐装置的阻力损失与风机出口动压损失，还应计算自然风压的影响。

2 主通风机工况点的效率，按全压计算不应低于 70%，按静压计算不应低于 60%。轴流式风机的工况点应位于风机特性曲线最高点的右方，其最大风压不应超过最高点的 90%。

3 主通风机应能在较大范围内高效工作，宜满足不同开采时期的风量和负压要求，并应留有一定余量；轴流式通风机在最大设计风量和负压时，叶轮运转角度应小于设备允许范围 5°，离心式通风机的选择设计转速不应大于设备允许最高转速的 90%。

4 轴流式主通风机应校验电动机的正常启动容量和反风容量。

5 排送高硫或有腐蚀性气体的风机，应采取防腐蚀措施或选用耐腐蚀风机。

6 高原地区风机特性曲线应按高原大气条件进行换算。

7 在同一井筒，宜选择单台风机工作。必要时，可采用双机并联运转，双机并联运转应选择同规格型号的风机，并应作稳定性校核。

11.5.2 主通风机通风装置漏风系数宜取 1.10~1.15；风井内安装有提升装置时应取 1.20。主通风机通风装置的阻力损失宜取 150Pa~200Pa，装有消声器时，其阻力应另外计算。

11.5.3 主通风机电动机的选择应符合下列规定：

1 通风机的电动机应选用交流异步电动机或可调速的电动机，电动机功率较大时，可选用同步电动机。轴流式风机选用电动机时，应满足反转反风的需要。

2 电动机的功率应满足风机运转期间所需的最大功率。轴流式风机的电动机功率备用系数宜取 1.1~1.2, 并应校核电动机的启动能力; 离心式风机宜取 1.2~1.3。

3 每台主通风机应具有相同型号和规格的备用电动机, 并应设置能迅速调换电动机的设施。

11.5.4 主通风机的反风应符合下列规定:

1 主通风机应有使矿井风流在 10min 内反向的措施。

2 采用轴流式通风机时, 宜采用可调叶片方式反风或反转反风, 反风量不应小于正常运转时风量的 60%。

3 采用离心式通风机时, 应采用反风道反风; 反风风门的起重量大于 1t 时, 应采用电动、手摇两用风门绞车。

4 采用多级机站通风系统的矿山, 主通风系统的每台通风机均应满足反风要求。

11.5.5 主通风机房布置应符合下列规定:

1 机房面积应满足设备正常运转和维护检修的要求, 并应留有存放备用电动机的地方。机房大门应满足设备搬运的需要或预留安装孔。

2 机房内应根据安装检修需要设置起重梁或起重机, 机房高度应满足检修安装设备起吊的要求。

3 机房内应设隔声值班室; 地面主扇风机房及出风口噪声控制值应符合现行国家标准《工业企业噪声控制设计规范》GBJ 87 和有关工业企业设计卫生标准的规定。

4 在同一通风井后期需换装通风机时, 应预留通风机房位置和风道接口。

11.5.6 风道布置应符合下列规定:

1 风道内风速宜取 10m/s~12m/s, 最大不应超过 15m/s, 压入式通风的进风百叶窗风速宜取 4m/s~5m/s。

2 需测量风压的风道, 应有一段大于风道直径或高度 6 倍的直线段。

- 3 扩散器出口应布置在通风机房的主导风向下风侧。
 - 4 进、出风道上均应设有密封性能良好的检查门。
 - 5 在进、出风道上设置消声装置时,风道断面应适当增大。
 - 6 离心式风机进口或出口风道上,应设置启动闸门。
- 11.5.7** 主通风机房应设有风量、风压、电流、电压和轴承温度等监测仪表。

12 充 填

12.1 充 填 材 料

12.1.1 充填骨料应采用有一定强度、不泥化、无毒无害的物料。有条件时应利用矿山尾砂和掘进、剥离废石作充填骨料。

12.1.2 当采用管道水力输送时,充填骨料的选择应符合下列规定:

1 采用分级尾砂作充填骨料时,尾砂的分级界限宜为 0.037mm,渗透速度不宜小于 80mm/h;当采用高浓度充填分级尾砂量不足时,分级界限可适当降低;当采用膏体胶结充填时,宜采用全粒级尾砂。

2 用于胶结充填的含硫尾砂,尾砂中硫的含量不宜超过 8%。

3 采用棒磨砂作充填骨料时,棒磨砂的最大粒径不宜大于 3mm。

12.1.3 干式充填材料可利用井下掘进废石,其块度应符合下列规定:

1 采用重力充填时,最大块度不宜大于 300mm;

2 采用抛掷机充填时,最大块度不宜大于 80mm;

3 采用风力输送时,最大块度应小于管径的 1/4,并不宜大于 25mm。

12.1.4 充填用胶凝材料宜采用低标号散装水泥,可采用粉煤灰、磨细的冶炼炉渣、石灰、石膏等活性材料代替部分水泥。

12.1.5 充填用水的 pH 值不得小于 5。

12.2 充 填 能 力 计 算

12.2.1 充填工作制度宜为每天 2 班,每班有效工作时间宜为

6h。

12.2.2 日平均充填量应按下式计算：

$$Q_d = ZK_1K_2 \frac{A_d}{\gamma_k} \quad (12.2.2)$$

式中： Q_d ——日平均充填量(m^3/d)；

A_d ——矿山充填法日产量(t/d)；

γ_k ——矿石密度(t/m^3)；

Z ——采充比(m^3/m^3)，宜取 0.8~1.0；

K_1 ——充填体沉缩率，宜取 1.05~1.20；

K_2 ——流失系数，宜取 1.02~1.05。

12.2.3 年平均充填量应按下式计算：

$$Q_a = TQ_d \quad (12.2.3)$$

式中： Q_a ——年平均充填量($m^3/年$)；

Q_d ——日平均充填量(m^3/d)；

T ——矿山年工作天数($d/年$)。

12.2.4 充填系统日充填能力应按下式计算：

$$Q_r = KQ_d \quad (12.2.4)$$

式中： Q_r ——日充填能力(m^3/d)；

K ——充填作业不均衡系数，宜取 1.2~1.5，连续充填时取小值，分层充填或掘进废石作充填料占比重显著时，取大值。

12.3 充填料制备站

12.3.1 地面充填料制备站位置选择应符合下列规定：

- 1 宜靠近充填负荷中心。
- 2 宜采用地面集中布置。
- 3 宜满足自流和满管输送的要求。

12.3.2 胶结充填站宜采用砂仓、胶结料仓、搅拌输送系统的组合方式，制备站内应设通风除尘和排污设施。

12.3.3 立式砂仓和卧式砂仓的设计应符合下列规定：

1 立式砂仓或卧式砂仓不宜少于 2 个，砂仓总有效放砂容积不宜小于日平均充填量的 2 倍或分层充填一次最大充填量。

2 立式砂仓的圆柱体高度应大于直径的 2 倍，进砂管应在砂仓中心给料，砂仓底部的放砂管坡度应经计算确定。

3 湿式卧式砂仓应有溢流水和滤水设施，砂仓底应有 6%~7% 的自流坡度。干式卧式砂仓上方应设顶盖防雨。

4 水力尾砂充填用于嗣后充填采空区，且尾砂量有富余时，采矿场地可不设贮砂仓。

12.3.4 水泥仓的设计应符合下列规定：

1 计算给料机能力时，水泥松散密度宜取 $1\text{t}/\text{m}^3$ ，计算水泥仓容量时，宜取 $1.3\text{t}/\text{m}^3$ ，计算仓底仓壁荷载时，宜取 $1.6\text{t}/\text{m}^3$ 。

2 水泥仓容积应能储存 3 倍~7 倍日平均充填水泥用量。

3 水泥仓的仓容高度与直径或宽度之比宜为 1.5~2.5，仓容大时宜取大值。

4 用压气输送水泥的钢管直径不应小于 75mm。当采用集中压缩空气输送时，在水泥输送管路前应设储气罐和油水分离装置。

5 水泥仓所有孔口应密闭，仓顶应有收尘设施。

12.3.5 用于制备胶结砂浆的搅拌桶，有效容积应满足 2min~3min 输送流量。

12.3.6 充填制备站水池设计应符合下列规定：

1 当设独立供应充填用水专用水池时，水池容量不应小于日平均充填需水量的 2 倍或最大一次充填需水量。

2 充填制备站只需设管路冲洗专用水池时，水池容量不应小于冲洗管路 0.5h 的用水量。

3 冲洗管路水压不应小于 0.15MPa。

12.3.7 地面制备站计量、检测装置应符合下列规定：

1 立式砂仓、水泥仓和搅拌桶应设置料位计或液位计，并应

设报警信号。

2 物料的配比、砂浆流量、砂浆浓度宜采用显示、计量和控制装置。

3 制备站内应设井下堵管报警信号和联系充填点的通信和声光信号系统。

12.4 充填料输送

12.4.1 充填料的管道输送参数宜经试验研究确定。无试验数据时,可按类似矿山资料选取。

12.4.2 分级界限为 3mm 骨料的胶结充填砂浆的重量浓度为 65%~75%时,充填倍线不宜大于 5;尾砂胶结充填砂浆的重量浓度为 65%~75%时,充填倍线不宜大于 8。

12.4.3 充填管道类型选择应符合下列规定:

- 1 主充填管垂直段宜采用耐磨性能好的锰钢管或耐磨复合管。
- 2 主充填管水平段宜采用无缝钢管或耐磨复合管。
- 3 充填工作面的充填管宜采用钢编复合管或钢塑复合管。

12.4.4 充填钻孔的设计应符合下列规定:

- 1 充填料制备站的出料口至充填钻孔上口的坡降宜满足砂浆自流水力坡度的要求。
- 2 主充填管的垂直段可采用充填钻孔,充填钻孔偏斜度应小于 1%。
- 3 充填钻孔内应设充填套管,管壁与孔壁之间的间隙宜为 50mm,宜压注高标号纯水泥浆填充;充填套管宜采用焊接或螺纹管连接,螺纹管长度宜为 150mm~300mm。
- 4 充填钻孔穿过的岩石破碎地段应设护壁套管。

12.4.5 充填管道的敷设应符合下列规定:

- 1 主充填管不应设在提升井内,服务年限长的大型矿山可设专用充填井。

2 主充填管垂直段上口与水平主充填管连接处宜设伸缩管,主充填管垂直段下口与水平主充填管连接处及反向敷设的水平主充填管最低处应设排砂阀。

3 充填管道连接件的强度不应低于所连接管材的强度。

12.4.6 深井开采的矿山,高差大、输送距离长的主充填管路宜在适当位置设置充填卸压站,充填卸压站内应有二次搅拌设备。

12.4.7 膏体充填料配料的最大粒径与输送管径之比不宜大于 $1:5$; $-20\mu\text{m}$ 的超细粒级含量不宜小于 15% ,稳定性要求较高时, $-20\mu\text{m}$ 的超细粒级含量不宜小于 25% ;可能在管道中停留时间较长的膏体,其分层度不宜大于 2.0cm ;膏体的动力黏性系数不宜过大。

12.4.8 采用块石或碎石胶结充填,充填骨料运输量小可用矿车,运量大宜用带式输送机运输,充填骨料与胶结砂浆宜采用跌落式混合器混料。

13 竖井提升

13.1 提升设备选择与配置

13.1.1 竖井提升方式选择应符合下列规定：

1 矿石提升量小于 700t/d, 井深小于 300m 时, 宜采用一套罐笼提升; 矿石提升量大于 1000t/d, 井深超过 300m 时, 宜选用箕斗提升矿石, 罐笼提升人员、材料等; 矿石提升量为 700t/d ~ 1000t/d 时, 应根据具体技术经济条件合理确定。

2 当矿石含泥水较多、矿石黏性较大不宜采用高溜井放矿时, 宜采用罐笼提升。

3 废石提升量大于 500t/d, 井深超过 300m 时, 宜采用箕斗提升。

4 多阶段同时作业时, 宜采用单容器带平衡锤提升。

13.1.2 提升机类型选择应符合下列规定：

1 提升高度小于 300m 时, 宜采用单绳缠绕式提升机, 单绳提升宜采用双钩提升方式。

2 提升高度大于 300m 时, 宜采用多绳摩擦式提升机提升。

3 提升高度大于 1400m 时, 可采用布雷尔式提升机。

13.1.3 垂直深度超过 50m 的竖井用作人员出入口时, 应设置罐笼或电梯升降人员。

13.1.4 竖井内提升容器之间、提升容器与井壁或罐道梁之间的最小间隙应符合表 13.1.4 的规定。

表 13.1.4 竖井内提升容器之间、提升容器与井壁或罐道梁之间的最小间隙(mm)

罐道和井梁布置		容器与容器之间	容器与井壁之间	容器与罐道梁之间	容器与井梁之间	备 注
罐道布置在容器一侧		200	150	40	150	罐道与导向槽之间为 20mm
罐道布置在容器两侧	木罐道	—	200	50	200	有卸载滑轮的容器,滑轮和罐道梁间隙增加 25mm
	钢罐道		150	40	150	
罐道布置在容器正门	木罐道	200	200	50	200	
	钢罐道	200	150	40	150	
钢丝绳罐道		450	350	—	350	—

- 注:1 罐道钢丝绳的直径不应小于 28mm;
 2 钢丝绳罐道设防撞绳时,容器之间最小间隙为 200mm;
 3 防撞钢丝绳的直径不应小于 40mm;
 4 罐道或防撞绳用的钢丝绳,安全系数不应小于 6。

13.1.5 提升容器的导向槽或导向器与罐道之间的间隙应符合下列规定:

- 1 木罐道,每侧不应超过 10mm。
- 2 钢丝绳罐道,导向器内径应大于罐道绳直径 2mm~5mm。
- 3 型钢罐道不采用滚轮罐耳时,滑动导向槽每侧间隙不应超过 5mm。
- 4 型钢罐道采用滚轮罐耳时,滑动导向槽每侧间隙应保持 10mm~15mm。

13.1.6 当采用箕斗提升时,井口、井底矿仓容积不宜小于 2h 提升量。

13.1.7 提升机房应设置起重设施。起重量应按电动机或提升机主轴装置等最大件重量设计。提升机安装在井塔上时,起重机的起吊高度应能起吊井口地面与提升机层的设备。

13.2 主要提升参数的选取和计算

13.2.1 提升速度和提升加、减速度应符合下列规定：

1 用罐笼升降人员时，最高速度不应超过下式计算所得值，且最大不应超过 12m/s。

$$V = 0.5 \sqrt{H} \quad (13.2.1-1)$$

2 升降物料时，提升容器的最高速度不应超过下式计算所得值。

$$V = 0.6 \sqrt{H} \quad (13.2.1-2)$$

式中：V——最高速度(m/s)；

H——提升高度(m)。

3 用罐笼升降人员时，加速度和减速度不应超过 0.75m/s^2 。

4 用箕斗升降物料时，加速度和减速度不应超过 1.0m/s^2 。

13.2.2 提升时间和提升次数的选取应符合下列规定：

1 提升时间应按表 13.2.2 选取。

表 13.2.2 提升时间(h/d)

箕斗提升		罐笼提升		箕斗、罐笼混合提升					
一种物料	两种物料	主提升	兼作主、副提升	有保护隔离设施			无保护隔离设施		
				箕斗		罐笼	箕斗(含罐笼提人)		罐笼
				一种物料	两种物料		一种物料	两种物料	
19.5	18	18	16.5	19.5	18	16.5	18	16.5	16.5

2 提升井下最大班人员的时间不应超过 45min。

3 计算罐笼升降人员次数时，最大班生产人员数应按每班井下生产人员数的 1.5 倍计算；每班提升技术人员等其他人员数应按井下生产人员数的 20% 计算，且每班提升次数不得少于 5 次。

4 每班提升设备不应少于 2 次。

5 其他非固定任务的提升次数，每班不应少于 4 次。

6 每班提升材料的次数应根据计算确定。

13.2.3 矿石和废石的提升不均衡系数,箕斗提升宜取 1.15,罐笼提升宜取 1.2。

13.2.4 提升休息时间应符合下列规定:

1 箕斗装载休息时间应符合表 13.2.4-1 的规定。

表 13.2.4-1 箕斗装载休息时间

箕斗容积(m ³)	<3.1		3.1~5	5~8	>8
漏斗类型	计量	不计量	计量	计量	计量
休息时间(s)	8	18	10	15	应按有关设备部件 环节联动时间计算确定

2 罐笼进、出车休息时间应符合表 13.2.4-2 的规定。

表 13.2.4-2 罐笼进、出车休息时间(s)

罐 笼		推车方式				
层数 (层)	每层装车数(辆)	人工推车	推车机			
		矿车容积(m ³)				
		≤0.75	≤0.75	1.2~1.6	2~2.5	
		休息时间(s)				
		单面	双面	双面	双面	双面
单	1	30	15	15	18	20
双	1	65	35	35	40	45

注:每层装车数为 2 辆,采用推车机推车时,休息时间增加 5s~10s。

3 罐笼升降人员休息时间应符合表 13.2.4-3 的规定。

表 13.2.4-3 罐笼升降人员休息时间(s)

罐 笼	单面车场无人行绕道	双面车场
单层	$(n+10) \times 1.5$	$n+10$
双层	$(n+25) \times 1.5$	$n+25$
双层(同时进入)	$(n+15) \times 1.5$	$n+15$

注:n 为一次乘罐人数。

13.3 提升容器与平衡锤

13.3.1 翻转式箕斗宜用于单绳缠绕式提升系统。

13.3.2 竖井提升容器采用翻转式箕斗时,矿石最大块度不应超过 500mm;采用底卸式箕斗时,矿石最大块度不应超过 350mm。

13.3.3 箕斗净断面短边尺寸不应小于矿石最大块度的 3 倍。

13.3.4 竖井罐笼的规格应根据提升人员数量、矿车型号、下放设备最大部件尺寸确定,并应符合下列规定:

1 提升人员时,应按允许乘载人数计算,每人所占底板面积不得小于 0.2m^2 。

2 提升矿车时,矿车与罐体两侧的最小安全间隙,固定车箱不得小于 50mm,翻转车箱不得小于 75mm;矿车与罐体两端的最小安全间隙不得小于 100mm。

13.3.5 竖井罐笼宜选用单层罐笼。当提升量较大、井筒较深时,可选用双层或多层罐笼。

13.3.6 竖井罐笼的设计、制造和使用应符合现行国家标准《罐笼安全技术要求》GB 16542 的有关规定。

13.3.7 罐笼及平衡锤连接装置的安全系数不应小于 13,箕斗及平衡锤连接装置的安全系数不应小于 10。

13.3.8 平衡锤质量应符合下列规定:

1 专门提升人员的罐笼,平衡锤质量应等于罐笼质量加规定乘罐人员总质量的 $1/2$ 。

2 提升人员为主的罐笼,平衡锤质量应等于罐笼质量加乘罐人员总质量;提升物料为主的罐笼,平衡锤质量应等于罐笼与矿车的质量再加矿车有效装载质量的 $1/2$ 。

3 提升物料的箕斗,平衡锤质量应等于箕斗质量加箕斗有效装载质量的 $1/2$ 。

13.4 提升钢丝绳及钢丝绳罐道

13.4.1 提升钢丝绳的选择应符合下列规定：

1 提升钢丝绳的选择应符合现行国家标准《重要用途钢丝绳》GB 8918 的有关规定，其抗拉强度不得小于 1570MPa。

2 多绳摩擦式提升采用扭转钢丝绳作首绳时，应按左右捻相间的顺序悬挂，悬挂前，钢丝绳应除油。

3 在井筒淋水大或腐蚀性严重的矿井，提升钢丝绳除油后应涂增摩脂。

4 多绳摩擦式提升和采用刚性罐道单绳提升的提升钢丝绳，应选用线接触钢丝绳、三角股钢丝绳、多层股钢丝绳；采用钢丝绳罐道的单绳提升应采用阻旋转提升钢丝绳。

5 提升钢丝绳悬挂时的安全系数不应小于表 13.4.1 的规定。

表 13.4.1 提升钢丝绳安全系数

提升类型	使用场合		安全系数
单绳缠绕式提升	专用于升降人员的		9
	升降人员和物料时	升降人员时	9
		升降物料时	7.5
	专用于升降物料时		6.5
多绳摩擦式提升	专用于升降人员时		8
	升降人员和物料时	升降人员时	8
		升降物料时	7.5
	专用于升降物料时		7

13.4.2 平衡尾绳选择应符合下列规定：

1 平衡尾绳选择应符合现行国家标准《重要用途钢丝绳》GB 8918 的有关规定。

2 平衡尾绳宜采用不扭转镀锌圆股钢丝绳或扁钢丝绳，当采用圆股钢丝绳作尾绳时，提升容器和平衡锤底部应设尾绳旋转装置。

3 摩擦式提升的平衡尾绳应至少装设 2 根，并应减少与首绳

的差重。

13.4.3 多绳摩擦提升的平衡尾绳下端与井底粉矿顶面之间的距离不应小于5m。井筒内最低装矿点的下面,井底过卷距离以下应设隔离装置,并应设防止尾绳扭结的保护装置。

13.4.4 钢丝绳罐道的选择与计算应符合下列规定:

1 钢丝绳罐道应选用密封钢丝绳,并应符合现行行业标准《密封钢丝绳》YB/T 5295的有关规定。

2 罐道钢丝绳的直径不应小于28mm,抗拉强度不应小于1180MPa,安全系数不应小于6;罐道钢丝绳应有20m~30m备用长度,每根罐道绳的最小刚性系数不应小于500N/m,各罐道绳张紧力应相差5%~10%,内侧张紧力应大,外侧张紧力应小。

3 钢丝绳罐道应设重锤或液压拉紧装置,拉紧重锤底部的净悬空高度不应小于1.5m,穿过粉矿仓底的罐道钢丝绳应用隔离套筒予以保护。

13.5 竖井提升装置

13.5.1 提升装置的卷筒、天轮、主导轮、导向轮的最小直径与钢丝绳直径之比,与钢丝绳中最粗钢丝的最大直径之比,不应小于表13.5.1的规定;天轮的轮缘应高于绳槽内的钢丝绳,高出部分应大于钢丝绳直径的1.5倍,带衬垫的天轮,衬垫应紧密固定。

表 13.5.1 卷筒、天轮、主导轮、导向轮最小直径与钢丝绳、
钢丝最大直径比值

类型	使用场合	项 目	钢丝绳直径 的倍数	钢丝绳中最粗 钢丝直径的倍数	
摩擦轮式 提升系统	塔式	主导轮	有导向轮	100	1200
			无导向轮	80	1200
		导向轮	100	1200	
	落地式	主导轮	100	1200	
		天轮	100	1200	

续表 13.5.1

类型	使用场合	项 目	钢丝绳直径的倍数	钢丝绳中最粗钢丝绳直径的倍数
缠绕式提升系统	地表安装	卷筒	80	1200
		天轮	80	1200
	地下安装或凿井绞车	卷筒	60	900
		天轮	60	900
专用于悬吊设备或运输物料的绞车		卷筒	20	300
		导向轮	20	300

13.5.2 条件适宜的竖井应采用多绳摩擦式提升机,并应符合下列规定:

1 多绳摩擦式提升机选择塔式或落地式,应根据矿山所在地的气候、地震烈度、地基承载力、建设工期等因素经技术经济比较后确定。

2 井塔主机房高于井口标高超过 30m 时,应装设电梯。

13.5.3 竖井单绳缠绕式提升机,卷筒上钢丝绳缠绕应符合下列规定:

1 竖井中升降人员或升降人员和物料时,宜缠绕单层;专用于升降物料时,可缠绕两层。

2 盲竖井中专用于升降物料时,可缠绕三层。

3 缠绕两层或多层钢丝绳的卷筒,卷筒边缘应高出最外层钢丝绳,其高差不应小于钢丝绳直径的 2.5 倍;卷筒上应装设带螺旋槽的衬垫,卷筒两端应设有过渡绳块。

13.5.4 单绳缠绕式提升机,天轮至卷筒上的钢丝绳偏角不应超过 $1^{\circ}30'$;钢丝绳从卷筒至天轮的弦长不宜超过 60m,超过时宜设托绳装置。

13.5.5 多绳摩擦式提升机防滑安全校验应符合下列规定:

1 提升机安全制动和工作制动时所产生的力矩,与实际提升最大静荷载产生的旋转力矩之比 K 不应小于 3;质量模数较小的

绞车,上提重载安全制动的减速度超过本条第 2 款所规定的限值时,可将安全制动装置的 K 值适当降低,但不应小于 2;计算制动力矩时,闸轮和闸瓦摩擦系数应根据实测确定,宜采用 0.30~0.35;常用闸和保险闸的力矩应分别计算。

2 摩擦式提升机保险闸所确定的安全制动力矩应能满足不同负载在各种运行方式下产生紧急制动减速时,主导轮两侧张力比值小于钢丝绳滑动极限;安全制动时的减速度,满载下放时不应小于 1.5m/s^2 ,满载提升时不应大于 5m/s^2 。摩擦式提升防滑安全校验应按下式计算:

$$\frac{S_{\max}}{S_{\min}} \leq e^{\mu\alpha} \quad (13.5.5)$$

式中: S_{\max} ——摩擦轮一侧的最大拉力(N);

S_{\min} ——摩擦轮另一侧的最小拉力(N);

e ——自然对数的底;

μ ——衬垫摩擦系数;

α ——钢丝绳在摩擦轮上的围包角(rad)。

3 有条件时宜采用恒减速安全制动装置。

4 多绳摩擦式提升系统进行防滑校验时,其差重应计入重载侧,防滑设计应计入导向轮或天轮的惯性力,并应不计井筒阻力。静防滑安全系数应大于 1.75,动防滑安全系数应大于 1.25,重载侧与空载侧的静张力比应小于 1.5。

5 摩擦式提升机衬垫的耐压力应取 2MPa。钢丝绳与衬垫的摩擦系数应大于 0.2,有条件时宜采用摩擦系数为 0.25 的摩擦衬垫。

6 多绳摩擦式提升系统,两提升容器的中心距小于主导轮直径时,应装设导向轮。主导轮上钢丝绳的围包角不应大于 200° 。

13.5.6 提升机的驱动功率应按提升过程的等效力计算,并按按最大力进行校核。双筒提升机还应按单独提升平衡锤或空容器进行过载能力校核。提升机电机过载不应超过允许过载的 85%。

13.5.7 竖井提升系统的过卷高度和过卷保护装置应符合下列规定：

1 当提升速度小于 3m/s 时，过卷高度不应小于 4m；当提升速度为 3m/s~6m/s 时，过卷高度不应小于 6m；当提升速度为 6m/s~10m/s 时，过卷高度不应小于最高提升速度下运行 1s 的提升高度；当提升速度大于 10m/s 时，过卷高度不应小于 10m。

2 提升井架或井塔内应设置楔形罐道，楔形罐道端部应设过卷挡梁。

3 多绳摩擦提升时，井底楔形罐道的安装位置应保证下行容器提前上提容器接触楔形罐道，提前距离不应小于 1m。

4 单绳缠绕式提升时，井底过卷扬段内应设简易缓冲式防过卷装置，有条件时可设楔形罐道。

5 楔形罐道的楔形部分的斜度应为 1%，其长度应包括较宽部分直线段，不应小于过卷高度的 2/3。

6 井上楔形罐道的顶部和井底楔形罐道的底部应设封头挡梁。

13.5.8 布置在提升机房内的操作室应采取隔声措施。

13.6 井口与井底车场

13.6.1 井口与井底车场形式应根据运输量、提升运输方式等因素确定。运输量大时宜采用环形车场或折返式车场，运输量小时宜采用折返式车场或尽头式车场，专门提升人员时可采用尽头式车场。车场最低处应有排除积水的措施。

13.6.2 罐笼提升车场内存车线长度宜符合下列规定：

1 作主提升时进车侧不宜小于 2 列车长，出车侧不宜小于 1.5 列车长。

2 作副提升时进车侧不宜小于 1.5 列车长，出车侧不宜小于 1 列车长。

13.6.3 竖井与各阶段的连接处应设置高度不小于 1.5m 的栅栏

或金属网,罐笼进出口处应设安全门、阻车器,阻车器阻爪高度不应低于矿车车轮中心线。

13.6.4 罐笼提升系统的各阶段马头门宜设置摇台,且摇台应与提升机闭锁。罐笼出车侧的摇台安装高度不应高于进车侧摇台的高度。

13.6.5 采用钢丝绳罐道的罐笼提升系统,中间各阶段应设置稳罐装置。

13.6.6 从井底车场轨面至井底固定托罐梁面的垂高不应小于过卷高度,在此范围内不应有积水。

13.7 箕斗装载与粉矿回收

13.7.1 箕斗装载应采用计重或计容的计量装置。

13.7.2 箕斗提升时的粉矿撒落量,翻转式箕斗可按提升物料的1%~2%计;底卸式箕斗可按提升物料的0.3%~0.6%计,提升能力超过10000t/d时,可按0.1%计算。竖井井底应设置清理井底粉矿及泥浆的专用斜井、联络道或其他形式的清理设施。

14 斜井(坡)提升

14.1 提升设备选择与配置

14.1.1 斜井提升方式的选取应符合下列规定:

1 倾角小于 30° 的斜井,可采用串车提升;倾角大于 30° 的斜井,应采用箕斗或台车提升。

2 矿石提升量小于 500t/d 、斜长小于 500m 时,宜采用串车提升;矿石提升量大于 800t/d 、斜长超过 500m 时,宜采用箕斗提升;矿石提升量为 $500\text{t/d}\sim 800\text{t/d}$ 时,应根据具体技术经济条件确定合理的提升方式。

3 台车宜用于材料、设备等辅助提升。

14.1.2 斜井(坡)提升机应采用单绳缠绕式提升机。

14.1.3 斜井井筒配置应符合下列规定:

1 供人员上、下的斜井,垂直深度超过 50m 时,应设专用人车运送人员;斜井用矿车组提升时,不应人货混合串车提升。

2 副斜井或串车提升的主斜井中不宜设两套提升设备。

3 倾角大于 10° 的斜井,应设置轨道防滑装置,轨枕下面的道碴厚度不应小于 50mm 。

4 箕斗提升斜井,当提升量和斜井长度大时,宜采用带平衡锤的双钩提升或双箕斗提升。

5 斜井卷扬道上应设托辊,托辊间距宜取 $8\text{m}\sim 10\text{m}$,托辊直径不应小于钢丝绳直径的8倍;甩车道和错车道处应设置立辊。

6 串车提升斜井应设置常闭式防跑车装置,斜井上部和中间车场应设置阻车器或挡车栏。

14.1.4 箕斗装卸载矿仓的有效容积应为 $1\text{h}\sim 2\text{h}$ 箕斗提升量,

装载矿仓有效容积不应小于 2 列列车的装载量,并应满足井下、地面生产和运输系统的要求;露天斜坡箕斗装载矿仓也可采用等容矿仓或通过式漏斗装载。

14.1.5 提升机房应设置起重设施;起重量应按电动机或提升机主轴装置等最大部件重量设计。

14.2 主要提升参数的选取与计算

14.2.1 斜井或斜坡提升速度和提升加、减速度应符合下列规定:

1 运输人员或用矿车运输物料,斜井长度不大于 300m 时,提升速度不应大于 3.5m/s;斜井长度大于 300m 时,提升速度不应大于 5m/s。

2 箕斗提升物料,斜井长度不大于 300m 时,提升速度不应大于 5m/s;斜井长度大于 300m 时,提升速度不应大于 7m/s。

3 斜井或斜坡运输人员、串车或台车提升的加、减速度不应大于 0.5m/s^2 ,箕斗提升的加、减速度不应大于 0.75m/s^2 。

4 车辆在甩车道上运行的速度不应大于 1.5m/s。

5 在坡度较小的斜井或斜坡提升中,提升加、减速度应满足自然加、减速度的要求。对线路坡度变化大的斜井或斜坡提升,当坡度小于 10° 时,应验算提升过程中钢丝绳是否会松弛。

14.2.2 斜井或斜坡提升时间应按表 14.2.2 选取;提升次数可按本规范第 13.2.2 条选取,最大班升降人员时间不应超过 60min。

表 14.2.2 提升时间(h/d)

主 提 升		混合提升
串车提升	箕斗提升	
18	19.5	16.5

14.2.3 提升休止时间应符合下列规定:

1 双箕斗提升,采用计量矿仓向箕斗装矿时,箕斗装载休止时间应符合表 14.2.3-1 的规定;采用通过式漏斗时,装矿休止时间应根据不同车辆的卸矿时间确定。

表 14.2.3-1 箕斗装载休止时间

箕斗容积(m^3)	<3.5	4~5	6~8	10~15	>18
休止时间(s)	8~10	12	13	20	>25

2 单箕斗提升,箕斗的装矿和卸矿休止时间应分别计算。装矿时间可按双箕斗的休止时间选取,卸矿时间宜取 10s。

3 矿车组提升,矿车的摘、挂钩时间宜取 30s~45s;材料车的摘、挂钩时间宜取 60s~90s。采用甩车道方式时,矿车组通过道岔后,变化运行方向所需的时间可取 5s。

4 台车提升,在台车提升中置换矿车的休止时间应符合表 14.2.3-2 的规定;选用双层台车时,休止时间宜按表 14.2.3-2 中休止时间乘以 2,再另加一次对位时间 5s;置换材料车的休止时间,单面车场宜取 80s,双面车场宜取 40s。

表 14.2.3-2 台车提升休止时间

矿车容积 (m^3)	休止时间 (s)	
	人力推车	
	单面车场	双面车场
≤ 0.75	40	25~30
1.2		30

5 乘车人员从人车两侧上下车时,人员上下车时间宜取 25s~30s,从一侧上下车时宜取 50s~60s。

6 运送爆破器材的休止时间宜取 120s。

14.2.4 采用串车提升,倾角小于 25° 时,矿车装满系数应取 0.85;倾角为 $25^\circ \sim 30^\circ$ 时,矿车装满系数应取 0.8;确定串车组成的矿车数时,除应校核车场和提升设备的能力外,还应校核矿车连接装置的强度。

14.2.5 矿井开拓只设一套提升装置时,提升不平衡系数宜取 1.25,设两套或两套以上提升装置时,箕斗提升宜取 1.15,串车提升宜取 1.2。

14.3 提升容器与提升钢丝绳

14.3.1 串车提升用的矿车容积宜为 $0.5\text{m}^3 \sim 1.2\text{m}^3$,最大不宜超过 2m^3 ;每次提升矿车数宜与电机车牵引矿车数成倍数关系,每次提升矿车数不宜超过 5 辆。

14.3.2 箕斗提升容器的大小应按其提升量和矿石块度确定。箕斗卸载净断面短边尺寸不应小于矿石最大块度的 3 倍。

14.3.3 人车连接装置的安全系数不应小于 13,升降物料的连接装置和其他有关部分的安全系数不应小于 10,矿车的连接钩、环和连接杆的安全系数不应小于 6。

14.3.4 当采用箕斗、平衡锤双钩提升时,平衡锤质量应按本规范第 13.3.8 条的规定选取。

14.3.5 提升钢丝绳选择应符合下列规定:

1 提升钢丝绳选择应符合现行国家标准《重要用途钢丝绳》GB 8918 的有关规定,其抗拉强度不得小于 1570MPa。

2 斜井或斜坡提升钢丝绳宜选用线接触钢丝绳、圆股钢丝绳或三角股钢丝绳。斜井采用箕斗提升或台车提升时,宜选用同向捻钢丝绳;采用串车提升时,宜选用外层钢丝较粗的交互捻钢丝绳。

3 提升钢丝绳应按最大静张力计算安全系数,且安全系数应符合本规范表 13.4.1 的规定。

14.4 斜井提升装置

14.4.1 提升装置的卷筒、天轮、游轮、导向轮、托辊的最小直径与钢丝绳直径之比,与钢丝绳最粗钢丝直径之比,不应小于表 14.4.1 的规定。

表 14.4.1 卷筒、天轮、游轮、导向轮、托辊最小直径与
钢丝绳、最粗钢丝直径比值

类型	使用场合	项 目		钢丝绳直径 的倍数	钢丝绳中最粗钢丝 直径的倍数	
缠绕式 提升 系统	地表 安装	卷筒		80	1200	
		天轮		80	1200	
	地下 安装	卷筒		60	900	
		天轮		60	900	
	地上、 地下 安装	游轮、 导向轮	包角	35°~60°	60	
				15°~35°	40	—
				10°~15°	20	—
		托辊		8	—	

14.4.2 斜井提升装置的卷筒缠绕钢丝绳的层数,斜井中升降人员或升降人员和物料时,可缠绕 2 层,升降物料时,可缠绕 3 层。缠绕两层或多层钢丝绳的卷筒,卷筒边缘应高出最外一层钢丝绳,其高差不应小于钢丝绳直径的 2.5 倍,卷筒上应装设带螺旋槽的衬垫,卷筒两端应设置过渡绳块。

14.4.3 提升机房距斜井口的距离应根据不同提升方式分别满足爬行、卸载、换车和摘、挂钩的需要。

14.4.4 斜井提升设备安全制动应符合下列规定:

1 过卷扬距离不应小于安全制动时制动闸空行程和施闸时间内提升容器所运行距离之和的 1.5 倍,过卷距离可按下列式计算:

$$L_g = C_g \left(\frac{0.5 \sum MR_i}{[M_z] + M_i} v^2 + v t_k \right) \quad (14.4.4-1)$$

式中: L_g ——过卷距离(m);

v ——最大提升速度(m/s);

t_k ——安全制动系统执行动作所需的空动时间,宜取 0.5s;

C_g ——备用系数,宜取 1.5;

ΣM ——提升系统变位质量(kg);

R_j ——提升机卷筒半径(m);

$[M_z]$ ——制动力矩整定值(Nm);

M_i ——紧急制动时提升系统的静阻力矩(Nm)。

2 提升机制动减速度,斜井倾角大于 30° ,满载下放时不应小于 1.5m/s^2 ,满载提升时不应大于 5m/s^2 ;斜井倾角不大于 30° ,满载下放时不应小于 0.75m/s^2 ,满载提升时不应大于按下式计算的自然减速度:

$$A_0 = g(\sin\theta + f\cos\theta) \quad (14.4.4-2)$$

式中: g ——重力加速度(m/s^2);

θ ——井巷倾角($^\circ$);

f ——绳端荷载的运动阻力系数,宜取 $0.010\sim 0.015$ 。

14.5 斜井与车场连接

14.5.1 单钩串车提升的地面车场应根据地形和地面运输系统综合确定,条件适合时,宜用甩车道。底部车场宜采用平车场,条件受限制时,可用甩车道。

14.5.2 主提升及升降人员的主、副提升的斜井或斜坡线路上,使用的道岔不宜小于5号。不升降人员的副提升的斜井或斜坡线路可选用4号道岔。

14.5.3 一次提升的矿车数量较多或矿车容积较大时,应采用电机车或推车机推车和调车。矿车摘钩后,宜采用自溜方式溜至停车线。

14.5.4 下部车场的摘钩处应设双侧人行道。

14.5.5 斜井或斜坡与车场连接的竖曲线半径应大于通过车辆轴距的15倍,并应满足长材料和电机车的通过要求。

14.5.6 串车提升的中间阶段宜用甩车道与斜井或斜坡相连,提升量不大,且倾角大于 20° 时,可采用吊桥连接方式。井筒不再延伸的生产阶段宜采用平车场形式。

14.6 斜井或斜坡箕斗装载与粉矿回收

14.6.1 箕斗装载宜采用计重或计容的计量装置；未设计量装置时，宜采用振动放矿机装载。

14.6.2 斜井井底应设置排水排泥设施，装矿点应设置粉矿回收设施。

15 坑内运输

15.1 机车运输

15.1.1 坑内机车运输宜采用架线式电机车。生产规模小、运距短的小型矿山,可采用蓄电池机车;有爆炸性气体的回风巷道,不应使用架线式电机车;高硫、有自燃发火危险和存在瓦斯危害的矿井,应使用防爆型蓄电池电机车。

15.1.2 采用电机车运输的矿井,由井底车场或平硐口到作业地点所经平巷长度超过1500m时,应设专用人车运送人员。专用人车及运行应符合下列规定:

1 人车的备用数量应按工作人车数的10%计算,但不得少于1辆。

2 专用人车应有金属顶棚,从顶棚到车厢和车架应做好电气连接。

3 人车行驶速度不应超过3m/s。

4 人员上下车的地点应设置照明和发车声光信号;有两个以上的开往地点时,应设列车去向灯光指示牌;架线式电机车的滑触线应设分段开关。

5 调车场应设区间闭锁装置。

15.1.3 矿山阶段运输量与电机车粘着质量、矿车容积、轨距、轨型的关系宜符合表15.1.3的规定。

表 15.1.3 阶段运输量与电机车粘着质量、矿车容积、
轨距、轨型的关系

阶段运输量 (kt/年)	电机车粘着质量 (t)	矿车容积 (m ³)	轨 距 (mm)	轨 型 (kg/m)
<80	1.5~3	0.5、0.7	600	9、12

续表 15.1.3

阶段运输量 (kt/年)	电机车粘着质量 (t)	矿车容积 (m ³)	轨 距 (mm)	轨 型 (kg/m)
80~150	1.5~7	0.7,1.2	600	12,15
150~300	3~7	0.7,2	600	15,22
300~600	6~10	1.2,2	600	22,30
600~1000	10,14	2,4	600,762	22,30
1000~2000	10,14 双机	4,6	762,900	30,38
>2000	14,20 双机	6,10	762,900	38,43

15.1.4 运输不均匀系数宜取 1.2~1.25。出矿量变化较大的运输阶段宜取 1.3。

15.1.5 班工作时间可按表 15.1.5 选取。

表 15.1.5 班工作时间(h)

项 目	主平硐	转运阶段	生产阶段
只运货物	6.5	6.5	6.0
运货物人员	6.5	6.0	5.5

15.1.6 电机车的计算和校核应符合下列规定：

1 电机车牵引能力应按机车启动条件计算，并按发热和制动条件进行校核。

2 采用空气制动的电机车在高原地区使用时，制动力应修正。

3 电机车运输列车的制动距离，运送人员时不得超过 20m，运输物料时不得超过 40m；14t 以上机车或双机牵引时，不得超过 80m。

4 电机车的备用台数应按工作机车台数的 20%~25% 选取，但不应少于 1 台，双机牵引时不应少于 2 台。

15.1.7 地面窄轨铁路宜采用直流 250V、550V 或 750V；井下窄轨铁路宜采用直流 250V 或 550V；当运输距离长、运量大，在安全

措施可靠时,无爆炸危险环境大型矿山可采用直流 750V。

15.1.8 架线式电机车运输,从轨面算起的滑触线悬挂高度应符合下列规定:

1 主要运输巷道,线路电压低于 500V 时不应低于 1.8m,线路电压高于 500V 时不应低于 2.0m。

2 井下调车场、架线式电机车道与人行道交叉点,线路电压低于 500V 时不应低于 2.0m,线路电压高于 500V 时不应低于 2.2m。

3 井底车场和至运送人员车站,不应低于 2.2m。

15.1.9 架线式电机车滑触线的架设应符合下列规定:

1 滑触线悬挂点的间距,在直线段内不应超过 5m,在曲线段内不应超过 3m。

2 滑触线线夹两侧的横拉线应用瓷瓶绝缘,线夹与瓷瓶的距离不应超过 0.2m,线夹与巷道顶板或支架横梁间的距离不应小于 0.2m。

3 滑触线与管线外缘的距离不应小于 0.2m。

4 滑触线与金属管线交叉处应采用绝缘物隔开。

15.1.10 采用蓄电池式电机车时,应设置专用的蓄电池充电室,每台机车所配备的蓄电池组不应少于 2 套。蓄电池充电室内应采用矿用防爆型电气设备。

15.1.11 矿车形式的选择应符合下列规定:

1 全矿宜选用 1 种~2 种车型。

2 废石运输宜选用翻斗式矿车。阶段的矿石最大运输量小于 300t/d 的矿山,可与废石运输采用同一车型;条件适合时,宜采用侧卸式或固定式矿车。当矿车容积超过 4m³时,宜采用固定式矿车或底侧卸式矿车。

3 矿石中含粉矿、泥、水量大的矿山和贵金属矿山,宜采用固定式矿车;粘结性大的矿石,当采用固定式矿车时,应采取矿车清底措施。

15.1.12 矿车的备用辆数宜为使用矿车数量的 20%~30%，双机牵引采用底侧卸式矿车时，不宜少于 1 列列车；材料车、平板车的数量可分别取矿车总数的 10%和 3%，平板车数量不应超过 10 辆。材料车计算的数量太少时，可根据实际需要确定。

15.1.13 侧卸式、底侧卸式和底卸式矿车卸矿有方向性要求时，应与运输线路相适应。

15.1.14 运输量较大的阶段宜采用振动放矿机装矿，运输量较小的阶段可采用移动装载设备或重力放矿设备装矿。含泥、水量大的矿石，溜井放矿时，宜采用带有振动底板装置的组合式闸门。

15.1.15 有轨运输的矿山，坑内应设置电机车与矿车修理硐室。

15.1.16 运输线路的通过能力应按运行图表计算，并应有 30%的储备能力；当同一线路上同时工作的列车数量多于 3 列时，宜采用双线或环行运输，并应设置可靠的信号集中闭锁装置，采用信集闭系统的运输线路应采用电动道岔。

15.1.17 井下运输线路宜按重车下坡 3‰~5‰的坡度设计，并宜与水沟的排水方向一致。

15.1.18 运输线路的曲线半径，当列车运行速度大于 3.5m/s 时，不应小于车辆轴距的 15 倍；运行速度大于 1.5m/s 时，不应小于车辆轴距的 10 倍；运行速度小于 1.5m/s、弯道转角小于 90°时，不应小于车辆轴距的 7 倍；弯道转角大于 90°时，不应小于车辆轴距的 10 倍；带转向架的梭车、底卸式矿车等大型车辆，不应小于车辆技术文件的要求。

15.1.19 曲线段轨道加宽和外轨超高应符合运输技术条件的要求。直线段轨道的轨距误差不应超过 +5mm 和 -2mm，平面误差不应大于 5mm，钢轨接头间隙不宜大于 5mm。

15.2 无轨运输

15.2.1 无轨运输设备的选型应根据矿体赋存条件、运输任务和运输线路布置，以及装卸条件、运输设备的技术性能、运输成本等

因素综合比较确定。

15.2.2 井下无轨运输采用的内燃设备,应使用低污染的柴油发动机,每台设备应有废气净化装置,净化后的废气中有害物质的浓度应符合国家现行有关工业企业设计卫生标准和工作场所有害物质职业接触限值的规定;同时每台设备应配备灭火装置。

15.2.3 符合下列条件之一时,宜选用柴油铲运机:

- 1 运距小于 300m。
- 2 用于采场出矿,优于其他装运方式。
- 3 用于点多分散或标高不一的平底装矿。
- 4 在平巷或斜坡道掘进中配合其他设备,能加快掘进速度。

15.2.4 电动铲运机宜用于转弯少的采场出矿;小型铲运机用于运距宜小于 100m,大型铲运机用于运距宜小于 250m。

15.2.5 选用矿用自卸汽车运输时,应符合下列规定:

- 1 采用铰接式卡车时,运距不宜大于 4000m。
- 2 可用作边远或深部临时出矿。
- 3 与其他运输方式相比应能简化运输环节。
- 4 条件许可时,应选用同型号汽车。

15.2.6 采用无轨运输的矿山,坑内宜设完善的设备保养和维修设施;地面宜设相应的故障修理和部件修复的机修设施。

15.2.7 铲运机作业参数宜按下列规定选取:

1 装载、卸载、掉头时间宜取 2min~3min,定点装载宜取小值,不定点装载宜取大值。

2 运行速度,未铺设路面宜取 6km/h,碎石路面宜取 8km/h,混凝土路面宜取 12km/h。

3 铲斗装满系数宜取 0.8。

4 每班纯运行时间宜按 3h~5h 选取,供矿和卸矿条件好的宜取大值。

5 年工作班数宜为 500 班~600 班。

15.2.8 矿用自卸汽车作业参数宜按下列规定选取:

1 装载、卸载、调车及等歇时间宜取 3min~8min, 振动放矿机装矿、调车条件好时宜取小值, 铲运机或装载机装矿、调车较差时宜取大值。

2 路面坡度为 10% 时, 重车上坡运行速度宜取 8km/h~10km/h, 空车下坡运行速度宜取 10km/h~12km/h; 水平路面运行速度宜取 16km/h~20km/h。

3 装满系数宜取 0.9。

4 三班作业, 每班纯运行时间宜按 4.5h~6h 选取。

5 工作时间利用系数, 一班工作时宜取 0.9, 二班工作时宜取 0.85, 三班工作时宜取 0.8。

6 运输不均衡系数宜取 1.05~1.15。

7 备用系数宜取 0.7~0.8。

15.3 带式输送机运输

15.3.1 带式输送机不应用于运送过长的材料和设备。采用带式输送机运输矿石、废石和其他物料时, 应符合现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423、《带式输送机安全规范》GB 14784、《带式输送机工程设计规范》GB 50431 的有关规定。

15.3.2 带式输送机运输物料的最大坡度应根据输送物料的性质、作业环境条件、胶带类型、带速及控制方式等因素综合确定, 且应符合下列规定:

1 向上运输物料时不应大于 15°。

2 向下运输物料时不应大于 12°。

3 输送的物料流动性较大时, 应减少带式输送机倾角。

4 向上运输物料、要求坡度更大时, 应采用大倾角带式输送机。

15.3.3 带式输送机带宽应根据单位时间输送量、物料特性、线路条件、带速综合确定, 应符合下列规定:

1 带式输送机运输物料的最大块度不应大于 350mm。

2 带式输送机的宽度不应小于物料最大块度的 2 倍加 200mm,并应大于堆料宽度 200mm。

15.3.4 带式输送机的带速应根据工作条件、物料特性、运输量和运距等确定,带速的选择宜符合下列规定:

1 长距离、大运量带式输送机应选用较高的带速。

2 水平或向上运输的带式输送机可选用较高的带速,向下运输宜选用较低的带速。

3 磨损性大、粒径大、易粉碎和易起尘的物料宜选用较低的带速。

4 采用卸料车卸载时,带速不宜超过 2.5m/s,采用梨式卸料器卸料时,带速不宜超过 2m/s。

5 输送成件物品时,带速不应超过 1.25m/s。

6 用于手选抛废的带式输送机带速宜为 0.3m/s。

15.3.5 带式输送机的功率计算应符合现行国家标准《连续搬运设备 带承载托辊的带式输送机 运行功率和张力的计算》GB/T 17119的有关规定。

15.3.6 输送带应根据输送机长度、输送能力、输送带张力、物料性质、受料条件、工作环境等因素进行确定,并应符合下列规定:

1 大运量、高带速、长距离输送机宜采用钢丝绳芯输送带。

2 工作环境温度低于-25℃时,应选用耐寒输送带。

3 输送带覆盖层应根据输送物料松散密度、粒径、磨损性、受料高度等因素确定。输送硬质岩时,宜采用“H”级;输送软质岩时,宜采用“L”级。

4 橡胶输送带接头宜采用硫化法胶接,并应符合现行国家标准《输送设备安装工程施工及验收规范》GB 50270的有关规定。

15.3.7 带式输送机启动和制动时,加、减速度宜按下列规定选取:

1 水平输送时,宜取 $0.1\text{m/s}^2 \sim 0.3\text{m/s}^2$,运距长时宜取小值,运距短时宜取大值。

2 向上输送时,宜取 $0.1\text{m/s}^2 \sim 0.3\text{m/s}^2$,倾角大时宜取小值,倾角小时宜取大值。

3 向下输送时,加速度宜取 $0.1\text{m/s}^2 \sim 0.2\text{m/s}^2$,减速度宜取 $0.1\text{m/s}^2 \sim 0.3\text{m/s}^2$ 。

15.3.8 带式输送机宜采用单滚筒驱动,功率大需要采用双滚筒驱动时,应按等驱动功率单元法分配功率,分配比宜取 2:1。

15.3.9 钢绳芯带式输送机的驱动滚筒直径不应小于钢丝绳直径的 150 倍,不应小于钢丝直径的 1000 倍,且最小直径不得小于 400mm。滚筒与胶带表面的比压力不应超过 1MPa。

15.3.10 带式输送机的胶带安全系数应根据胶带类型、工作条件、接头特性,以及带式输送机启动、制动性能等因素确定,其安全系数应按下列规定选取:

1 按静荷载计算,静荷载安全系数不应小于 8;当钢绳芯带式输送机采取可控软启动、制动等措施时,静荷载安全系数不应小于 5。

2 按启动和制动时的动荷载计算,动荷载安全系数不应小于 3。

15.3.11 带式输送机拉紧装置的布置和拉紧方式宜符合下列规定:

1 带式输送机拉紧装置的布置应根据拉紧力、拉紧行程、拉紧装置对输送带张力的响应速度综合确定,宜布置在输送带张力最小或靠近传动滚筒的松边。

2 带式输送机拉紧装置宜采用电动绞车和液压自动拉紧装置,短距离带式输送机可采用重力拉紧方式或螺旋拉紧方式。

15.3.12 带式输送机布置应符合下列规定:

1 带式输送机的地面线路应根据地形条件、工艺布置,减少中间转载环节、合理分段;井下线路宜采用直线布置。

2 带式输送机最高点与顶板的距离不应小于 0.6m;带式输送机与其他设备突出部分、支护之间的间隙不应小于 0.4m;带式

输送机运输巷道应设人行道,其有效净高不应小于 1.9m,有效宽度不应小于 1.0m,人行道坡度大于 10° 时,应设踏步。

3 在倾斜道中采用带式输送机运输,输送机的一侧应平行敷设一条检修道,需利用检修道作辅助提升时,辅助提升速度不应超过 1.5m/s。

4 装、卸料点应设与带式输送机联锁的空仓、满仓等保护装置和声、光信号。

5 带式输送机应设防胶带撕裂、断带、跑偏等保护装置,并有可靠的制动、胶带清扫,以及防止过速、过载、打滑、大块冲击等保护装置;线路上应设信号、电气联锁和停车装置;上行的带式输送机应设防逆转装置。

6 带式输送机装、卸载站应设置安装、维修设备和除尘设施。

16 压气设施

16.1 站址选择

16.1.1 地面压缩空气站宜采用集中布置,站址选择应符合下列规定:

1 宜靠近用气负荷中心,供电、供水条件应良好,运输应方便,并应有扩建的可能性。

2 应避免靠近散发爆炸性、腐蚀性和有毒气体,以及粉尘等有害物的场所,并应位于场所全年风向最小频率的下风侧。

3 压缩空气站与有噪声、振动防护要求场所的间距应符合国家现行有关工业企业设计卫生标准的规定,并应符合现行国家标准《工业企业总平面设计规范》GB 50187 等的有关规定。

16.1.2 井下压缩空气站的布置应符合下列规定:

1 井下压缩空气站应布置在主要运输巷道附近新鲜风流通过处。

2 井下压缩空气站的固定式空气压缩机和储气罐应分设在 2 个硐室内。

16.1.3 压缩空气站的噪声控制应符合下列规定:

1 空气压缩机应有吸气消音装置。

2 压缩空气站内的噪声值不宜超过 85dB(A),站内应设隔音值班室。

16.2 设备选择与计算

16.2.1 矿山压缩空气站设备选择应符合下列规定:

1 用气点较集中、压气输送距离较短的矿山应选用固定式空气压缩机。

2 露天矿山和用气点分散、压气输送距离远和采掘设备主要使用液压设备的地下矿山宜选用移动式空气压缩机。

3 井下不得使用柴油空气压缩机。

16.2.2 全矿最大供气量计算应符合下列规定：

1 应根据矿山达到设计生产能力同时工作的风动工具用气量计算，并应满足采掘作业地点在灾变期间压风自救的供气要求。

2 管网漏气系数宜取 1.10~1.20。

3 气动工具磨损系数宜取 1.10~1.15。

4 海拔高度修正系数，当海拔高度为 0 时宜取 1.0，每增高 100m 系数宜增加 1.3%。

16.2.3 空气压缩机的型号和台数应根据全矿最大供气量、用气负荷分布确定，并应符合下列规定：

1 空气压缩机的型号不宜超过 2 种。

2 地面压缩空气站内，活塞空气压缩机或螺杆空气压缩机的台数宜为 3 台~6 台，离心空气压缩机的台数宜为 2 台~5 台。

3 井下固定式压缩空气站内，每台空气压缩机的能力不宜大于 20m³/min。

4 压缩空气站内备用量应大于计算供气量的 20%，移动式空气压缩机备用量应大于计算供气量的 30%，且不应少于 1 台；当分散设置的压缩空气站之间有管道连接时，可统一设置备用空气压缩机。

16.2.4 压缩空气站宜设检修用起重设施，其起重能力应按空气压缩机组的最重部件确定。

16.3 站房布置

16.3.1 压缩空气站设备布置应符合下列规定：

1 站房内空气压缩机宜单排布置，通道宽度应满足生产操作和维护检修的需要。

2 离心空气压缩机的吸气过滤装置宜独立布置，压缩机与吸

气过滤装置之间应设可调节进气量的装置。严寒地区,油浸式吸气过滤器布置在室外或单独房间内时,应采取防冻防寒措施。

3 离心空气压缩机应设置高位油箱和其他能够保证可靠供油的设施。

4 空气压缩机组的联轴器和皮带传动部分应装设安全防护设施。

5 空气压缩机吸气管长度不宜超过 10m。

16.3.2 压缩空气站厂房的布置应符合下列规定:

1 压缩空气站的朝向宜使空气压缩机之间有良好的自然通风,并宜避免西晒。

2 装有活塞空气压缩机、离心空气压缩机、单机额定排气量不小于 $20\text{m}^3/\text{min}$ 螺杆空气压缩机的压缩空气站,宜为独立建筑物;压缩空气站与其他建筑物毗连或设在其内时,宜用墙隔开,空气压缩机宜靠外墙布置。设在多层建筑内的空气压缩机宜布置在底层。

3 空气压缩机的基础应根据环境要求采取隔振或减振措施,并应与建筑物分开。

4 压缩空气站内,当需设置专门检修场地时,其检修面积不宜大于一台最大空气压缩机组占地和运行所需的面积。

5 机器间通向室外的门应保证安全疏散、便于设备出入和操作管理。

6 夏热冬冷和夏热冬暖地区,机器间跨度大于 9m 时,宜设天窗。

7 隔声值班室或控制室应设观察窗,其窗台标高不宜高于 0.8m。

16.4 储气罐

16.4.1 压缩空气储气罐应布置在室外,并宜位于机器间的背面。立式储气罐与机器间外墙的净距不应小于 1m,并不宜影响采光和

通风。

16.4.2 活塞空气压缩机、离心空气压缩机的排气口与储气罐之间应设置后冷却器,各空气压缩机应设置独立的后冷却器和储气罐。

16.4.3 活塞空气压缩机与储气罐之间应装设止回阀。在压缩机与止回阀之间应设置放空管,放空管应设置消声器。活塞空气压缩机与储气罐之间不应装设切断阀。当需装设时,在压缩机与切断阀之间应装设安全阀。

离心空气压缩机的排气管上应装设止回阀和切断阀。压缩机与止回阀之间应设置放空管。放空管上应装设防喘振调节阀和消声器。

16.4.4 储气罐上应装设安全阀。储气罐与供气总管之间应装设切断阀。

16.5 空气压缩机冷却用水

16.5.1 空气压缩机所需的冷却水量应按产品样本中规定的指标计算。地面压缩空气站的冷却水应循环使用,循环水系统宜采用单泵冷却系统;所需新水补给量宜取冷却水量的5%~10%。

16.5.2 空气压缩机入口处冷却水压力应符合下列规定:

1 活塞空气压缩机不得大于0.40MPa,并不宜小于0.10MPa。

2 螺杆空气压缩机不得大于0.40MPa,并不宜小于0.15MPa。

3 离心空气压缩机不得大于0.50MPa,并不宜小于0.15MPa。

16.5.3 空气压缩机冷却水水质应符合下列规定:

1 空气压缩机及其冷却器的冷却水的水质标准应符合现行国家标准《工业循环冷却水处理设计规范》GB 50050的有关规定。

2 空气压缩机及其冷却器的冷却水,当采用直流系统供水

时,应根据冷却水的碳酸盐硬度控制排水温度,当排水温度超过表 16.5.3 的规定值时,应对冷却水进行软化处理。

表 16.5.3 碳酸盐硬度与排水温度关系

碳酸盐硬度(以 CaO 计,mg/L)	≤140	168	196	280
排水温度(°C)	45	40	35	30

16.5.4 冷却水进水温度不宜超过 35℃,出水温度不宜超过 45℃,进、出水温度差宜为 5℃~10℃,最多不宜超过 15℃。

16.5.5 空气压缩机循环冷却水管程流速不宜小于 0.9m/s。

16.6 压缩空气管网

16.6.1 矿山地面压缩空气管道布置应根据气象、水文、地质、地形等条件和施工、运行、维修方便等综合因素确定,并应符合下列规定:

1 夏热冬冷地区、夏热冬暖地区和温和地区的压缩空气管道宜采用架空敷设。

2 寒冷地区和严寒地区的压缩空气管道架空敷设时,应采取防冻措施。

3 严寒地区的矿山压缩空气管道宜与热力管道共沟或埋地敷设。

4 矿山敷设的压缩空气管道与其他管线及建筑物、构筑物之间的最小水平间距应符合现行国家标准《工业企业总平面设计规范》GB 50187 的有关规定。

16.6.2 埋地压缩空气管道穿越铁路、道路时,应符合下列规定:

1 管顶至铁路轨底的净距不应小于 1.2m,管顶至道路路面结构底层的垂直净距不应小于 0.5m。

2 当不能满足本条第 1 款要求时,应加防护套管或管沟,其两端应伸出铁路路肩或路堤坡脚以外,且不得小于 1.0m;当铁路路基或路边有排水沟时,其套管应伸出排水沟沟边 1.0m。

16.6.3 压缩空气管道设计应符合下列规定:

1 压缩空气管道主管管径应按矿山服务年限内最大供气量和最远采区供气距离确定;采区管道管径可按矿山达到设计生产能力时确定,采区内供气应按最远距离计算。

2 设计压缩空气管道时,应保证工作点的压力大于风动工具的额定压力 0.1MPa,当小于 0.1MPa 时,应采取增压措施。

3 压缩空气管道应采用钢管。管道间连接宜采用焊接,设备、阀门与管道连接应采用法兰或螺纹连接。

4 井下各作业地点及避灾硐室(场所)处应设置供气阀门。

5 在井口、阶段马头门管道的最低部位处应设置油水分离器。

6 地面非直埋管路,当直线长度超过 100m 时,应装设曲管式伸缩器。在竖井井筒中,每隔 100m~150m 宜装设中间直管座。

17 破 碎 站

17.1 露天破碎站

17.1.1 露天破碎站形式应根据矿山开采规模、采矿工艺、开拓方式、运输距离等因素确定。

17.1.2 破碎机类型应根据物料的物理机械性质、粒级组成、最大入料粒径、排料粒径和矿山生产能力等因素确定。

17.1.3 破碎站位置选择应符合下列规定：

1 破碎站位置宜选择在矿岩运输中心。

2 固定式破碎站宜设在露天境界外附近，有条件时，可设在露天境界内台阶上；并应位于工业场地和居民区的最小频率风向的上风侧。

3 半移动式破碎机站址，施工时不应干扰生产的正常进行。

4 固定式破碎站的服务年限不宜小于 10 年，半移动式破碎站移动一次的服务年限不宜小于 5 年。

17.1.4 固定式破碎站宜采用钢筋混凝土结构，半移动式破碎站应采用钢结构。移动式破碎站宜采用自行式履带机构。

17.1.5 破碎站布置应符合下列规定：

1 破碎站应配备大块处理设备；破碎机采用给矿设备给料时，卸载口宜设置格筛。

2 有条件的大型矿山破碎站，自卸汽车应采用对侧双向卸载；卸车平台应设自卸汽车卸料的安全限位车挡和指示信号等安全装置；挡车设施的高度不应小于该卸矿点各种运输车辆最大轮胎直径的 $2/5$ 。

3 破碎站应设置受料仓，受料仓的有效容积不应小于自卸汽车有效容积的 2 倍；当破碎站下部排料采用带式输送机运输时，破

碎机下部应设置缓冲仓,缓冲仓容积不应小于自卸汽车有效容积的 2 倍。

4 破碎站应有安装、检修设备的通道和作业场地。

17.1.6 固定式破碎站宜配置桥式起重机,半移动式破碎站宜配备回转式单臂起重机或汽车起重机。起重机的起重量应按设备最大不可拆卸件质量确定。

17.1.7 破碎站卸载口应采用喷雾降尘,破碎机的排矿口应采取通风除尘措施。

17.2 井下破碎站

17.2.1 当采用箕斗提升或带式输送机运输,矿石块度不能满足提升运输要求时,应设置破碎站。

17.2.2 年产量小于 2000kt 时,宜选用颚式破碎机;大于 4000kt 时,应选用旋回破碎机;年产量为 2000kt~4000kt 时,应经技术经济比较后确定。

17.2.3 井下破碎站位置应选择在靠近提升井筒的稳固岩层中。破碎站的布置应符合下列规定:

1 井下破碎站应设置两个安全出口。一个出口可作为大件运输通道,大件运输通道应与大件提升井相连,另一个出口可作为人行通风联络通道。

2 采用卡车直接卸矿方式时,破碎机上部矿仓容积应大于 2 车矿石量;破碎站位于溜井底部采用给料机给料时,破碎机上部溜井矿仓容积应大于 1h 破碎量。当采用箕斗提升时,破碎机下部矿仓容积不应小于 2h 提升量;当采用带式输送机直接运出地表时,破碎机下部可只设缓冲矿仓,其容积不应小于 0.5h 运输量。

3 颚式破碎机应采用给矿设备给矿,旋回破碎机可采用给矿设备给矿或卡车直接卸矿;采用板式给矿机给矿时,其链板宽度不应小于矿石最大块度的 2 倍加 200mm,并应与溜井口宽度相适应。

4 破碎站应设置起重机,起重机的起重量应按不可拆卸设备最大件质量确定。

5 破碎站应设置检修场地,检修场地面积应满足备件存放和大修时拆卸部件堆放、操作的需要,破碎机检修面积可按表 17.2.3 选取。

表 17.2.3 破碎机检修面积

破 碎 机		检修面积 (m ²)
型 式	规格(mm)	
颞 式	600×900	50
	900×1200	60
	1200×1500	100
	1500×2100	130
旋 回	φ900	150
	φ1200	170

17.2.4 颞式破碎机破碎室应按端部给矿形式配置。

17.2.5 井下破碎站应设置单独的通风除尘系统,污风应直接引入回风道,排出的污风不得混入井下新鲜风流;产生粉尘的给、排矿口应采取除尘措施,除尘净化设备应布置在回风道一侧。

18 排水与排泥

18.1 露天矿排水

18.1.1 露天矿山应设置专用的防洪、排洪设施。汇水面积大的山坡露天矿山,应在露天开采境界外或露天边坡上设置截水沟。

18.1.2 露天矿山排水方式的选择应符合下列规定:

- 1 有条件的露天矿山应采用自流排水方式。
- 2 汇水面积小、涌水量不大的矿山,宜采用露天坑底集中排水。
- 3 涌水量大、下降速度快、采场作业面积小或需井巷疏干的露天矿山,可采用井巷排水。
- 4 汇水面积、涌水量、开采深度大的深凹露天矿山,宜采用露天坑内分段接力排水或井巷分段接力排水。
- 5 当采用单一排水方式经济上不合理时,应采用联合排水。

18.1.3 露天采场排水设计应采用当地气象台的降水资料,并应符合下列规定:

- 1 计算正常降雨量应为 10 年或以上的多年雨季月平均降雨量。
- 2 采场排水计算的暴雨频率,大型露天矿宜取 5%,中型露天矿宜取 10%,小型露天矿宜取 20%。
- 3 采场的径流量应采用长历时暴雨量。
- 4 截水沟的径流量应采用短历时暴雨量。

18.1.4 露天采场截水沟设计应符合下列规定:

- 1 露天采场境界外截水沟距露天最终境界线的最小距离不应小于 30m。
- 2 露天采场境界外截水沟出口与河沟汇流处的交角应小于

60°,截水沟出口底部标高应在常水位标高以上。

3 露天采场内截水沟设计应避免因渗漏引起边坡滑坡,纵坡段不宜过多,坡度差不宜过大。

4 石质水沟断面宜采用矩形,土质水沟断面宜采用梯形;当流速过大时,土质水沟可采用砂浆片石或砂浆卵石加固,加固厚度不应小于 200mm。

5 截水沟弯段半径不应小于设计水位的水面宽度的 5 倍。

6 截水沟坡度不应小于 3%,截水沟流水充满度不宜超过 75%。

7 截水沟坡度较陡地段应设置跌水或陡坡消能设施,跌水和陡坡不得设在沟的转弯处。

18.1.5 遇设计确定的暴雨频率时,允许淹没高度不得超过一个台阶;坑底允许淹没时间,露天排水方式应小于 7d,井巷排水方式应小于 5d。

18.1.6 排水系统设计应符合下列规定:

1 大型露天矿确定排水能力时,应进行贮排平衡计算。

2 正常工作的水泵能力,应能在 20h 内排出露天坑内 24h 正常降雨径流量与地下涌水量之和。

3 暴雨量较小的地区,在同一台阶上应选用同一规格的水泵;当暴雨径流量为正常排水量的 3 倍及以上时,可选用 2 种不同规格的水泵。

4 备用和检修水泵的能力不应小于正常工作水泵能力的 50%;所有水泵全部开动,应能在设计预定淹没深度下,在允许的时间内排除坑内暴雨时的涌水量。

5 移动泵站水泵的扬程不宜超过 100m。

6 露天排水泵站水池容积不应小于正常工作水泵 0.5h 的排水量。

18.1.7 排水管的选择应符合下列规定:

1 排水管不得少于 2 条,当一条检修时,另一条应能满足正

常排水的要求；全部排水管投入工作时，应能满足排出暴雨时最大排水量的要求。

2 正常排水时，管径应按经济流速选择；暴雨排水时，管径应按流速不大于 3.5m/s 确定。

18.1.8 排水管的敷设应符合下列规定：

1 采场内永久性固定排水管路的敷设应沿非工作帮敷设，采场外宜充分利用地形自流排水。

2 当管路埋设时，非冰冻地区管顶埋深不应小于 0.5m，管路穿越铁路、道路时，应符合本规范第 16.6.2 条的规定；冰冻地区宜埋设在冰冻线以下，采用相应防冻措施后，可埋设在冰冻线以上。

3 管路坡度大于 15°时，管道下面应设挡墩支承。

4 当排水管路很长，且沿地形起伏敷设时，管路最高点应设排气阀，最低点应设泄水阀。

18.2 井下排水

18.2.1 井下排水方式的选择应符合下列规定：

1 矿井较浅、开采阶段数不多的矿山宜采用一段排水。

2 矿井较深、开采阶段数多、上部阶段涌水量大、下部涌水量小的矿山宜采用分段排水。

3 矿井较深、涌水量较大、服务年限较长的矿山，排水方式应进行综合技术经济比较确定。

18.2.2 井下排水正常涌水量的计算应包括井下生产废水。

18.2.3 井下排水设备的选择应符合下列规定：

1 井下主要排水设备应至少由同类型的 3 台泵组成。工作水泵应能在 20h 内排出一昼夜的正常涌水量；除检修泵外，其他水泵应能在 20h 内排出一昼夜的最大涌水量。

2 水文地质条件复杂、有突水危险的矿山，可根据情况增设抗灾水泵或在主排水泵房内预留安装水泵的位置。

3 确定水泵扬程时，应计入水管断面淤积后的阻力损失。较

混浊的水,应按计算管路损失的1.7倍选取;清水可按计算管路损失选取。

4 排水泵宜采用无底阀排水,其吸上真空度不应小于5m,并按水泵安装地点的大气压力和温度进行验算。

5 主排水泵应选择先进节能的排水设备。

6 pH值小于5的酸性水,可采取防酸措施或采用耐酸泵。

7 主排水泵房内的闸阀宜选用电动闸阀。

18.2.4 井下水泵房的布置应符合下列规定:

1 主要水泵房应设在井筒附近,井下主变电所宜靠近主要水泵房布置。

2 井底主要泵房的通道不应少于2个,其中一个应通往井底车场,通道断面应能满足泵房内最大设备的搬运,出口处应装设防水门;另一个应采用斜巷与井筒连通,斜巷上口应高出泵房地面7m以上;泵房地面标高除潜设式泵房外,应高出其入口处巷道底板标高0.5m。

3 水泵宜顺轴向单列布置;水泵台数超过6台、泵房围岩条件较好时,可采用双排布置。

4 水泵机组之间的净距离宜为1.5m~2m;基础边缘距墙壁的净距离,吸水井侧宜为0.8m~1m,另一侧宜为1.5m~2m,大型水泵机组之间的净距离可根据设备要求进行调整。

5 泵房地面应向吸水井或水窝有3‰的排水坡度。

6 泵房高度应满足安装和检修时起吊设备的要求。

18.2.5 主要水泵房水仓设计应符合下列规定:

1 水仓应由2个独立的巷道系统组成。

2 一般矿井主要水仓总容积应能容纳6h~8h的正常涌水量。涌水量较大的矿井,每个水仓的容积应能容纳2h~4h的井下正常涌水量。

3 水仓进水口应有箅子。

4 水仓顶板标高不应高于水仓入口处水沟底板标高,水仓高度不应小于 2m。

18.2.6 当水泵电动机容量大于 100kW 时,主要水泵房应设置起重梁或起重机,并应敷设轨道与井底车场连通,起重设备应能满足水泵、阀门和排水管路安装和检修要求。

18.2.7 井下主排水管的选择应符合下列规定:

1 井筒内应有工作和备用的排水管。工作水管的能力应能配合工作水泵在 20h 内排出矿井 24h 的正常涌水量,工作和备用水管的总能力应能配合工作和备用水泵在 20h 内排出矿井 24h 的最大涌水量。

2 排水管宜选用无缝钢管。管径宜按水流速度 1.2m/s~2.2m/s 选择,最大不应超过 3m/s。管壁厚度应根据压力大小选择;竖井井筒中的排水管路较长时,宜分段选择管壁厚度。

3 排水水质 pH 值小于 5 时,排水管道应采取防酸措施。

18.2.8 井下主排水管的敷设应符合下列规定:

1 泵房内排水管道最低点至泵房地面净空高度不应小于 1.9m,并应在管道最低点设放水阀。

2 管子斜道与竖井相联的拐弯处,排水管应设弯管支承座。竖井中的排水管每隔 150m~200m 应装设直管支承座,竖井管道间内应留有检修及更换管子的空间。

3 管道沿斜井敷设,宜架设在人行道一侧;管径小于 200mm 时,可固定于巷道壁上;管径大于 200mm 时,宜安装在巷道底板专用的管墩上。

4 经技术经济比较合理时,可通过钻孔下排水管路排水。

18.2.9 有提升设备的竖井及斜井井筒井底水窝排水应符合下列规定:

1 应设 2 台水泵,其中应 1 台工作、1 台备用。

2 水泵能力应在 20h 内排出水窝 24h 积水量。

3 井底水窝排水泵宜选用潜污泵,并应采用自动控制。

18.3 井下排泥

18.3.1 采用充填法开采或地下水泥沙含量大的矿山,在水仓前应设专用的沉淀池或采区沉淀池。水仓和专用沉淀池的排泥工作宜采用机械清泥。

18.3.2 水仓内压气排泥罐正常工作气压宜为 $0.55\text{MPa} \sim 0.63\text{MPa}$,最低不应小于 0.4MPa 。

18.3.3 采用高压水排泥的水泵扬程计算,泥浆水密度可取 $1150\text{kg/m}^3 \sim 1300\text{kg/m}^3$,密闭泥仓压力损失可取 $0.1\text{MPa} \sim 0.15\text{MPa}$ 。

19 索道运输

19.1 适用条件和主要设计参数

19.1.1 下列情况,宜采用索道运输矿石或废石:

- 1 需跨越山谷、河流等天然障碍,且不宜构筑桥梁、涵洞。
- 2 地形、地貌保护有特殊要求的矿山。
- 3 气候条件恶劣,其他地面运输方式不能适用。

19.1.2 索道形式选择宜符合下列规定:

1 运量不大于150t/h时,宜采用单线循环索道;大于150t/h时,宜采用双线循环索道。

2 需跨越山谷、河流等天然障碍的大跨度索道宜采用双线循环索道。

19.1.3 工作制度和运输不均衡系数的选取宜符合下列规定:

1 年工作日,非连续工作制不宜小于290d,连续工作制不宜大于330d。

2 每日工作小时数,一班作业宜取7.5h,两班作业宜取14h,三班作业宜取19.5h。

3 运输不均衡系数,一班作业宜取1.1,两班作业宜取1.15,三班作业宜取1.2。

4 当索道设有转角站或中间站时,每日工作小时数宜适当减少。

19.1.4 索道的最高运行速度不宜超过表19.1.4的规定。

表 19.1.4 索道的最高运行速度

索道形式	最高运行速度(m/s)
单线循环式索道	4.5
双线循环式索道	5.0

19.1.5 索道索距应符合表 19.1.5 的规定。

表 19.1.5 索道索距

索道形式	矿斗容积(m ³)	索 距(m)
单线循环式索道	0.20~0.25	2.5
	0.32~0.80	3.0
	1.00~1.25	3.5
	当驱动轮直径大于 3.5m 时,索距应等于驱动轮直径	
双线循环式索道	0.50~1.00	3.0
	1.25~1.60	3.5
	2.00~2.50	4.0

19.1.6 索道净空尺寸应符合下列规定:

1 索道跨越或穿越有关设施、区域时的最小垂直净空尺寸应符合本规范表 19.1.6-1 的规定。

表 19.1.6-1 最小垂直净空尺寸

跨越或穿越类别	跨越或穿越说明	净空尺寸(m)
铁路	保护设施底部距轨面	应符合国家有关标准规范的要求
公路	索道或保护设施底部距路面	
架空电力线路	索道跨越时电线距索道顶部	
	索道跨越时保护设施底部距电力线	
航道	索道或保护网底部距桅杆顶	
建筑物、构筑物	索道或保护设施底部距屋顶	2.0
禁伐林木	索道底部距林木最高点	2.0
非机耕地	索道底部距耕地表面	3.0
滑雪道	索道底部距雪道表面	3.5
机耕地	索道底部距耕地表面	4.5
街道、广场	索道或保护设施底部距地面	5.0

续表 19.1.6-1

跨越或穿越类别	跨越或穿越说明	净空尺寸(m)
人烟稀少区	索道底部距地面或雪面	3.0
无人通行区	索道底部距地面或雪面	2.0

注:1 索道底部指矿斗或空牵引索在跨间的最低静态位置再加上动态附加值(承载索挠度的5%或运载索挠度的25%),以最低位置为准。

2 索道顶部指线路上没有矿斗,承载索或运载索最大拉力增大10%时在跨间的最高静态位置。

3 索道跨越航道时的净空尺寸,应以50年一遇的最高洪水位为准。

2 矿斗与内、外侧障碍物之间的最小水平净空尺寸应符合表19.1.6-2的规定。

表 19.1.6-2 最小水平净空尺寸

障碍物名称	矿斗或钢丝绳摆动情况	净空尺寸(m)
无导向装置的支架	矿斗横向内摆0.20rad	0.5
有导向装置的支架	矿斗横向内摆0.14rad	0.5
与索道平行的交通运输道路	承载索或运载索或牵引索最大静挠度的20%横向外摆	1.5
与索道平行的架空电力线路	承载索或运载索或牵引索最大静挠度的20%横向外摆	不小于电杆的高度
建筑物、岩石	双线索道矿斗横向外摆0.20rad,再加上跨距大于300m时的0.2%增加值	3.0
	运载索最大静挠度的10%横向外摆加上固定式抱索器矿斗横向外摆0.20rad	1.5
	运载索最大静挠度的10%横向外摆加上脱挂式抱索器矿斗横向外摆0.35rad	1.0

续表 19.1.6-2

障碍物名称	矿斗或钢丝绳摆动情况	净空尺寸(m)
林间通道	双线索道矿斗横向外摆 0.20rad,再加上跨距大于 300m 时的 0.2% 增加值	1.5
	运载索最大静挠度的 10% 横向外摆加上固定式抱索器矿斗横向外摆 0.20rad	1.0
	运载索最大静挠度的 10% 横向外摆加上活动式抱索器矿斗横向外摆 0.35rad	0.5

注:跨距大于 300m 时的 0.2% 增加值,指当跨距大于 300m 时,跨距每增大 100m,矿斗纵向中心线向外侧移动 0.2m。

19.1.7 计算风压应符合下列规定:

- 1 索道运行时宜为 200Pa,索道停运时宜为 800Pa;
- 2 最大风速大于 36m/s 的地区,应取当地最大风压值。

19.1.8 索道钢丝绳的选择应符合下列规定:

1 承载索应选用密封钢丝绳,其公称抗拉强度不宜小于 1370MPa,承载索的抗拉安全系数不得小于 3.0。

2 牵引索应选用线接触或面接触同向捻带绳芯的股捻钢丝绳,公称抗拉强度不宜小于 1670MPa,牵引索的抗拉安全系数不得小于 4.5。

3 运载索应选用线接触或面接触同向捻带绳芯的股捻钢丝绳,公称抗拉强度不宜小于 1670MPa,运载索表层钢丝的直径不得小于 1.5mm,运载索的抗拉安全系数不得小于 4.5。

4 拉紧索宜选用挠性好和耐挤压的股捻钢丝绳,其公称抗拉强度不宜小于 1670MPa,拉紧索的抗拉安全系数不得小于 5.0。

19.1.9 保护设施的设置应符合下列规定:

1 保护范围较长和矿斗坠落高度较大时,应采用保护网;保护范围较短和矿斗坠落高度较小时,应采用保护桥;索道线路横向坡度较大、矿斗或物料滚落后会造成事故时,应采用拦网。

2 应按矿斗冲击的条件校验保护网底面与跨越设施之间的净空尺寸。

3 保护设施顶面与运动矿斗底面之间的净空尺寸不得小于矿斗的最大横向尺寸。

4 保护网的宽度不得小于索距加 3m;当矿斗坠落高度不大于 3m 时,保护桥的宽度不得小于索距加 2.5m;当索道跨距超过 250m,其下保护设施宽度应按承载索和矿斗均受 200Pa 工作风压作用发生偏斜的条件校验。

19.2 索道线路的选择与设计

19.2.1 索道线路选择应符合下列规定:

1 索道线路的水平投影应为一直线,当受条件限制需设置转角站时,索道线路应经多方案比较合理确定。

2 循环式索道线路应避免多次起伏的地形和高差很大的凸起地段以及难以跨越的凹陷地段。

3 索道线路应避免滑坡、雪崩、沼泽、泥石流、溶洞等不良工程地质区域或采矿崩落影响区域;当受条件限制不能避开时,站房和支架应采取可靠的工程措施。

4 索道线路不宜跨越工厂区和居民区,亦不宜多次跨越铁路、公路、航道和架空电力线路,当索道需要跨越时应设保护设施。

5 应减小索道线路与主导风向的夹角。

6 线路侧形应力求平滑,不应有过多过大的起伏。

19.2.2 单线循环式索道线路的设计应符合下列规定:

1 站前第一跨的跨距宜为 5m~10m。

2 平坦地段或坡度均匀的倾斜地段,运载索在各支架上的荷载宜相等。

3 凸起地段支架的高度不得小于 4m,跨距不宜小于 15m。

4 凹陷地段支架的高度应按最不利荷载条件校验,运载索在托索轮上的靠贴系数不得小于 1.3。

5 建在大风地段的支架宜设防脱索装置。

19.2.3 双线循环式索道线路的设计应符合下列规定：

1 站前第一跨的跨距宜小于车距，并宜小于60m。当承载索仰角进站时，空索倾角应大于轨道倾角，当承载索俯角进站时，空索倾角应小于轨道倾角，但空索倾角与轨道倾角之差均不宜大于0.05rad；当承载索满载时，其倾角不得大于0.15rad。

2 在凸起侧形地段内，承载索在每个支架上的弦折角，采用下部牵引式矿斗的索道宜为0.03rad~0.04rad，采用水平牵引式矿斗的索道宜为0.05rad~0.06rad。

3 承载索在每个支架上的最大折角宜为0.10rad~0.15rad，大跨距两端支架的最大折角不宜超过0.30rad。

4 凸起地段支架的高度不得小于5m，跨距不宜小于20m；在总折角较大并受到地形限制时，可采用带有大曲率半径垂直滚轮组的连环架代替支架群。

5 凹陷地段支架高度应满足在相邻两跨没有矿斗，承载索拉力增大30%时，承载索不应脱离鞍座。

19.3 索道的站址选择与站房设计

19.3.1 索道站址选择应符合下列规定：

- 1 地形宜平坦，不应占或少占农田。
- 2 应有良好的工程地质条件。
- 3 应设在供电、供水、交通和施工条件较好的位置。
- 4 应使钢丝绳的进、出站角满足矿斗脱、挂可靠和减少冲击的设计要求。

19.3.2 索道站房设计应符合下列规定：

1 站内离地高度小于2.5m的运动部件应设防护设施，机械设备与墙壁之间的距离不得小于0.5m，设计通道宽度不得小于1m；站口滚轮组和安装高度超过2m的站内辅助设备，应设置带栏杆的操作平台或检修栈道。

2 装载站和卸载站料仓的有效容积应根据索道长度、运输能力、工作制度、检修和处理故障的时间以及相关车间或运输工具的生产要求确定。

3 矿斗在站内的净空尺寸应符合下列规定：

1) 矿斗的横向摆动值，在避风站内的直线段轨道上宜为 0.08rad ，在曲线段轨道上宜为 0.16rad ；在非避风站内未设双导向板的直线段和曲线段轨道上均宜为 0.16rad 。

2) 矿斗的纵向摆动值宜为 0.14rad 。

3) 在计入矿斗的纵横向摆动后，矿斗在翻转或打开时的最小净空距站房地坪不应小于 0.2m ；有行人通行时，距墙不应小于 0.8m ；无行人通行时，距墙不应小于 0.6m ，距突出物不应小于 0.3m 。

4 在有通行条件的单层站房的站口应设防止行人或车辆横穿线路的隔离设施；高架站房的站口应在距离站房地面不超过 1.0m 的范围内设防止人员或物体坠落的保护设施。其他人员可接近的站房边缘、高差大于 1.0m 的悬空或陡坡处也应设防护设施。

5 索道站内应有检修设备和更换钢丝绳的必要设施。装卸作业所产生的粉尘不符合环保要求时，应采取有效的除尘措施。

19.3.3 矿斗的装载应符合下列规定：

1 宜采用内侧装载方式。

2 在装载位置应设防止矿斗摆动的导向板或稳车器。

3 装载口附近应设备用矿斗的轨道。

19.3.4 矿斗的卸载与复位应符合下列规定：

1 宜在储料仓顶部设格筛；当卸载区段很长并采用机械推车时，可不设格筛，但应在储料仓两侧或中间设置带栏杆的操作通道。

2 运输松散物料的翻转式矿斗在运动中卸载时，卸载口长度宜按下式计算：

$$L \geq 3v + l \quad (19.3.4)$$

式中： L ——卸载口长度(m)；

v ——矿斗在卸载口的运行速度(m/s)；

l ——矿斗长度(m)。

3 卸载站内应设复位装置。

19.3.5 单线循环式索道站房设计除应符合本规范第 19.3.2 条的规定外,还应符合下列规定:

1 单线循环式索道挂结段、脱开段的设计应采取确保矿斗与运载索准确挂结、顺利脱开的措施。

2 采用弹簧式抱索器的单线循环式索道的站口应设置监控装置。

3 单线循环式索道矿斗轨道宜采用轧制的双头钢轨,每个设有主轨的中间站应设停放数辆矿斗的副轨,索道两个端站的主轨和副轨的总长应能停放索道的全部矿斗。

4 单线循环式索道的矿斗在站内的运行阻力应分别按矿斗通过直线段、曲线段及有关设施所产生的阻力计算确定。

5 单线循环式索道的转角站配置宜采用对称于转角平分线的配置方式;外侧轨道的反向弯曲段应共用一个曲线段,并宜采用较大的平面曲率半径,内侧轨道宜共用大半径曲线段;进、出站口之间宜设限制矿斗横向摆动的连续导向装置;矿斗在转角站内的速度应与索道运行速度相适应,不得采用人工推车;空、重车侧的出口应各设可以停放三辆以上矿斗的副轨。

19.3.6 双线循环式索道的站房设计除应符合本规范第 19.3.2 条的规定外,还应符合下列规定:

1 采用下部牵引式矿斗的索道,当承载索的俯角为 $0.05\text{rad} \sim 0.10\text{rad}$ 时,可采用无垂直滚轮组,但在站口应设置托索轮;当承载索的仰角或俯角小于 0.05rad 时,应设凹形垂直滚轮组;当承载索的俯角大于 0.10rad 时,应设凸形垂直滚轮组。

2 采用水平牵引式矿斗索道,承载索俯角出站时,站口可不

设垂直滚轮组,但应设置托索轮;承载索仰角出站时,应根据牵引索的向上合力确定凹形滚轮组参数。

3 双线循环式索道的挂结器与脱开器应保证挂结器与脱开器前后的牵引索稳定运行;抱索器与牵引索挂结时,矿斗的速度应与牵引索的速度一致。

4 双线循环式索道矿斗的自溜速度,在等速段不宜大于 2.0m/s ;在直线段上不宜小于 0.8m/s ,在曲线段上不宜小于 1.0m/s ;矿斗自溜至挂结点的速度应与牵引索的速度一致;矿斗进入推车机时的自溜速度宜大于推车机运行速度的 $30\%\sim 40\%$ 。

5 双线循环式索道矿斗在站内的运行阻力应分别按矿斗通过直线段、曲线段及有关设施所产生的阻力计算确定。

6 矿斗容积较大或站房较长时,应设推车设备;运输粘结性矿石的索道,装卸料仓宜设便于装卸的相关设备;装载位置宜设阻车、计量、推车等设备;发车位置应设保证斗距或发车间隔时间的发车设备;复位处宜设推车设备。

19.4 索道设备的选型与设计

19.4.1 矿斗的选择应符合下列规定:

1 应根据矿石特性选用翻转式矿斗或底卸式矿斗;当运输粘结性矿石时,宜选用底卸式矿斗。

2 矿斗容积的利用系数宜采用 $0.9\sim 1.0$;当运输粘结性矿石时,宜采用 $0.8\sim 0.9$ 。

3 矿斗装料宽度与运输矿石最大块度之比,当采用回转式装料机时,不得小于 8 ;当采用重力装载闸门和其他非振动装载设备时,不得小于 4 ;当采用振动式装载设备时,其比值可适当减小。

4 单线循环式索道矿斗的选择,当运行速度大于 2.5m/s ,且爬坡角大于 30° 时,宜选用弹簧式抱索器矿斗;当运行速度小于或等于 2.5m/s ,且爬坡角为 $20^\circ\sim 30^\circ$ 时,可选用四连杆重力式抱索器矿斗;当线路比较平坦,且爬坡角小于或等于 20° 时,宜选用鞍

式抱索器矿斗；固定式抱索器矿斗的最大爬坡角不得大于 45° 。

5 双线循环式索道矿斗的选择，宜选用下部牵引式矿斗，凸起地形、线路长度不超过 2000m，且不需要转角时，宜选用水平牵引式矿斗；一般情况下，应选用重力式抱索器矿斗，当承载能力大于 3200kg 和运行速度大于 3.6m/s 时，应选用弹簧式抱索器矿斗。

19.4.2 驱动装置的选择与设计应符合下列规定：

1 应选用摩擦式驱动装置，摩擦式驱动装置的抗滑安全系数，正常运行时不得小于 1.5；在最不利荷载情况下启动或制动时不得小于 1.25，并按下式校核：

$$\frac{t_{\min}(e^{\mu\alpha} - 1)}{t_{\max} - t_{\min}} \geq 1.25 \quad (19.4.2)$$

式中： t_{\min} ——最不利荷载情况下，启动、制动时驱动轮出侧或入侧牵引索的最小拉力(N)；

t_{\max} ——最不利荷载情况下，启动、制动时驱动轮入侧或出侧牵引索的最大拉力(N)；

μ ——牵引索与驱动轮衬垫之间的摩擦系数；采用中等硬度聚氯乙烯或高硬度丁腈橡胶衬垫时，宜取 0.20；采用其他衬垫时以厂家提供的数值为准；

α ——牵引索在驱动轮上的包角(rad)。

2 启动时会自然反转的索道，驱动装置宜设防止反转的装置；

3 单线循环式索道宜选用卧式驱动装置；在多传动区段索道中，宜采用一台卧式驱动装置同时传动两个区段。

4 双线循环式索道，高架式站房宜采用立式驱动装置，单层站房宜采用卧式驱动装置。

19.4.3 驱动装置电动机的选择应符合下列规定：

1 宜选用交流电动机，侧形复杂、运行速度高或负力较大的索道宜选用直流电动机。

2 按正常荷载情况计算电动机功率时,应计入功率备用系数,动力型索道宜取 1.15,制动型索道宜取 1.30,并应按最不利荷载情况下启动或制动时的功率与所选电动机额定功率的比值,不大于电动机过载系数 0.9 倍的条件校验。

19.4.4 驱动装置制动器应符合下列规定:

1 制动器应具有逐级加载和平稳停车的制动性能;制动型索道和停车后会倒转的动力型索道,应设工作制动器和安全制动器;当运行速度超过额定值的 15% 时,工作制动器和安全制动器应能自动相继投入工作,并宜使减速度控制在 $0.5\text{m/s}^2 \sim 1.0\text{m/s}^2$ 的范围内。

2 断电后能自然停车且停车后不会倒转的索道,可只设工作制动器。

19.4.5 钢丝绳的拉紧或锚固以及拉紧装置的选择与设计应符合下列规定:

1 钢丝绳的拉紧宜采用重锤拉紧方式,拉紧装置应有足够的拉紧行程,并宜在极限位置设置限位开关。

2 拉紧重锤宜采用重锤箱。重锤架或重锤井应便于检查和维护,重锤箱应设刚性导轨;重锤井应设排水设施。

3 运载索和牵引索的拉紧应设调节重锤位置的装置。当牵引索重锤移动速度较快时,应设阻尼装置。

4 承载索宜采用夹块、夹楔或圆筒锚固方式。

19.4.6 单线循环式索道托、压索轮组的选择与设计应符合下列规定:

1 无衬托索轮的直径不宜小于运载索直径的 15 倍,并应为 300mm、400mm、500mm 或 600mm。

2 设有软质耐磨衬垫的托、压索轮组,托索轮直径不宜小于运载索直径的 10 倍,压索轮直径不宜小于运载索直径的 8 倍。

19.4.7 双线循环式索道鞍座的选择与设计应符合下列规定:

1 承载索的鞍座应采用铸钢或焊接结构,绳槽宜设带润滑装

置的尼龙或青铜衬垫；承载索在鞍座上的比压应进行计算，计算出的比压不得大于衬垫材料的允许值。

2 承载索在支架上的最大折角不大于 16° 时，应选用摇摆鞍座；大于 16° 时，可选用固定鞍座。

本规范用词说明

1 为便于在执行本规范条文时区别对待,对要求严格程度不同的用词说明如下:

1)表示很严格,非这样做不可的:

正面词采用“必须”,反面词采用“严禁”;

2)表示严格,在正常情况下均应这样做的:

正面词采用“应”,反面词采用“不应”或“不得”;

3)表示允许稍有选择,在条件许可时首先应这样做的:

正面词采用“宜”,反面词采用“不宜”;

4)表示有选择,在一定条件下可以这样做的,采用“可”。

2 条文中指明应按其他有关标准执行的写法为:“应符合……的规定”或“应按……执行”。

引用标准名录

- 《厂矿道路设计规范》GBJ 22
- 《工业循环冷却水处理设计规范》GB 50050
- 《工业企业噪声控制设计规范》GBJ 87
- 《工业企业总平面设计规范》GB 50187
- 《输送设备安装工程施工及验收规范》GB 50270
- 《有色金属矿山排土场设计规范》GB 50421
- 《带式输送机工程设计规范》GB 50431
- 《爆破安全规程》GB 6722
- 《重要用途钢丝绳》GB 8918
- 《矿区水文地质工程地质勘探规范》GB 12719
- 《带式输送机安全规范》GB 14784
- 《金属非金属矿山安全规程》GB 16423
- 《罐笼安全技术要求》GB 16542
- 《连续搬运设备 带承载托辊的带式输送机 运行功率和张力的计算》GB/T 17119
- 《密封钢丝绳》YB/T 5295

中华人民共和国国家标准

有色金属采矿设计规范

GB 50771 - 2012

条文说明

制定说明

《有色金属采矿设计规范》GB 50771 -2012,经住房和城乡建设部 2012 年 5 月 28 日以第 1409 号公告批准发布。

为便于广大设计、施工、科研、学校等单位有关人员在使用本规范时能正确理解和执行条文规定,《有色金属采矿设计规范》编制组按章、节、条顺序编制了本规范的条文说明,对条文规定的目的、依据以及执行中需要注意的事项进行了说明,对强制性条文的强制理由作了详尽的解释。但是,本条文说明不具备与规范正文同等的法律效力,仅供使用者作为理解和把握规范规定的参考。

目 次

3	基本规定	(163)
4	矿床地质	(166)
4.1	工业指标制定	(166)
4.2	选矿试样采取设计	(168)
4.3	资源储量估算	(168)
4.4	基建和生产勘探	(169)
5	水文地质	(172)
5.1	涌水量计算	(172)
5.2	地面和井下防水	(173)
5.3	矿床疏干	(173)
5.4	防渗帷幕	(174)
6	岩石力学	(177)
6.1	岩体质量分类和地应力计算	(177)
6.2	露天边坡角的选取及边坡稳定性监测	(177)
6.3	井下工程稳定性评价	(178)
7	露天开采	(181)
7.1	露天开采境界	(181)
7.2	露天矿山生产能力	(182)
7.3	基建与采剥进度计划	(183)
7.4	开拓运输	(184)
7.5	穿孔、爆破工艺	(186)
7.6	装载工艺	(188)
7.7	设备选择	(189)
7.8	排土场	(190)

7.9	硐室爆破	(190)
7.10	露天采场复垦	(191)
8	砂矿开采	(192)
8.1	水力开采	(192)
8.2	挖掘船开采	(193)
9	地下开采	(196)
9.1	矿山生产能力	(196)
9.2	开采岩移范围和地面建筑物、构筑物保护	(197)
9.3	矿床开拓	(197)
9.4	空场采矿法	(203)
9.5	充填采矿法	(208)
9.6	崩落采矿法	(211)
9.7	凿岩爆破	(217)
9.8	回采出矿	(217)
9.9	基建与采掘进度计划	(218)
9.10	设备选择	(219)
10	露天与地下联合开采	(220)
10.1	露天与地下同时开采	(220)
10.2	露天转地下开采	(222)
10.3	地下转露天开采	(224)
11	矿井通风	(226)
11.1	通风系统	(226)
11.2	风量计算与分配	(230)
11.3	通风构筑物	(232)
11.4	坑内环境与气象	(233)
11.5	主通风装置与设施	(234)
12	充 填	(236)
12.1	充填材料	(236)
12.2	充填能力计算	(237)

12.3	充填料制备站	(237)
12.4	充填料输送	(238)
13	竖井提升	(240)
13.1	提升设备选择与配置	(240)
13.2	主要提升参数的选取和计算	(241)
13.3	提升容器与平衡锤	(242)
13.4	提升钢丝绳及钢丝绳罐道	(243)
13.5	竖井提升装置	(245)
13.6	井口与井底车场	(249)
13.7	箕斗装载与粉矿回收	(250)
14	斜井(坡)提升	(251)
14.1	提升设备选择与配置	(251)
14.2	主要提升参数的选取与计算	(252)
14.3	提升容器与提升钢丝绳	(253)
14.4	斜井提升装置	(253)
14.5	斜井与车场连接	(254)
15	坑内运输	(255)
15.1	机车运输	(255)
15.2	无轨运输	(258)
15.3	带式输送机运输	(260)
16	压气设施	(264)
16.1	站址选择	(264)
16.2	设备选择与计算	(265)
16.3	站房布置	(266)
16.4	储气罐	(267)
16.5	空气压缩机冷却用水	(268)
16.6	压缩空气管网	(269)
17	破碎站	(271)
17.1	露天破碎站	(271)

17.2	井下破碎站	(271)
18	排水与排泥	(273)
18.1	露天矿排水	(273)
18.2	井下排水	(274)
18.3	井下排泥	(276)
19	索道运输	(278)
19.1	适用条件和主要设计参数	(278)
19.2	索道线路的选择与设计	(280)
19.3	索道的站址选择与站房设计	(282)
19.4	索道设备的选型与设计	(283)

3 基本规定

3.0.3 露天开采较之地下开采有其突出的优点,主要是作业较安全,技术管理较方便,机械化程度和劳动生产率高,技术难度小和贫化损失少。因而露天矿通常能按时建成,达产、稳产、达到甚至超过预期效果。经综合考虑技术、经济、资源开发利用、生态环境保护、地质灾害防治、水土保持、土地复垦等影响因素后,有条件的矿山宜优先采用露天开采。

3.0.4 本条是引用《中华人民共和国矿产资源法》第四章矿产资源的开采中的相关规定并结合部分行业准入条件制定的。矿产资源不能再生,设计应加强矿产综合回收,坚持合理的开采顺序,有效利用和保护资源。在同一开采区段内,实行贫富兼采,大小兼采,降低贫化损失;对暂不能利用的资源应切实保护;有色金属矿床因其生成条件的优越性,一般除主金属外,多共生或伴生有用金属矿物或非金属矿物,在矿山设计开采主金属的同时,应综合回收共生、伴生有用组分。

3.0.5 本条是根据国家环境保护总局、国土资源部、卫生部 2005 年 9 月 7 日发布的《矿山生态环境保护与污染防治技术政策》(环发〔2005〕109 号)制定的。

3.0.6 《国务院关于进一步加强对企业安全生产工作的通知》(国发〔2010〕23 号)规定:“强制推行先进适用的技术装备。煤矿、非煤矿山要制定和实施生产技术装备标准,安装监测监控系统、井下人员定位系统、紧急避险系统、压风自救系统、供水施救系统和通信联络系统等技术装备,并于 3 年之内完成。逾期未安装的,依法暂扣安全生产许可证、生产许可证。”因此本条规定为强制性条文。

3.0.8 地质勘探资料是编制矿山可行性研究报告和矿山设计的

基础资料及基本依据。本条是参照国家基本建设程序和现行国家标准《固体矿产地质勘查规范总则》GB/T 13908、《固体矿产资源/储量分类》GB/T 17766,并结合有色金属矿山的特点制定的。

矿区水文地质条件简单、中等、复杂的划分标准是依据现行国家标准《矿区水文地质工程地质勘探规范》GB 12719—91 第 4.1.3 条。

水文地质条件简单矿区,一般都不采用矿床疏干。达到详查研究程度,基本查明了矿区水文地质条件,可作为设计依据。

水文地质条件中等和复杂矿区,详查阶段的水文地质工作的广度和深度有限,重要的水文地质参数和结论以及制定的防治水方案可能依据不足,因此水文地质条件中等和复杂的矿区,设计应以勘探报告为依据。

3.0.9 根据《关于印发〈固体矿产资源储量核实报告编写规定〉的通知》(国土资发〔2007〕26号):凡因矿业权设置、变更、(出)转让或矿山企业分立、合并、改制等需对资源储量进行分割、合并或因改变矿产工业用途或矿床工业指标以及工程建设项目压覆等,致使矿区资源储量发生变化,需重新估算查明的资源储量或结算保有的(剩余、残留、压覆的)资源储量,应进行矿产资源储量核实,编制矿产资源储量核实报告。

3.0.10 根据现行国家标准《固体矿产地质勘查规范总则》GB/T 13908、《固体矿产资源/储量分类》GB/T 17766,本条规定矿山设计利用的资源储量必须是经济的。当评审、备案的资源储量为探明的(331)、控制的(332)和推断的(333)内蕴经济资源量时,应通过矿产资源储量可行性评价确定其经济意义后使用。推断的(333)资源量,在确定其经济意义之后,可部分使用,可信度系数(设计利用系数)来源于中国矿业权评估师协会《矿业权评估指南》。设计损失量计算时,推断的(333)资源量应同时考虑可信度系数。

3.0.12 岩石力学研究是矿山开采研究中最重要的重要组成部分,其

成果直接影响开采移动范围的圈定和采矿方法选择以及露天矿边坡参数的确定,因此在设计中应依据有关岩石力学研究资料。

3.0.14 为进一步搞好矿产资源的开发管理,设立科学合理的矿山企业生产建设规模标准,促进企业实行与资源储量规模相适应的开采规模,按照《矿产资源开采登记管理办法》的有关规定,国土资源部于2004年9月30日以国土资发〔2004〕208号文发布了《关于调整部分矿种矿山生产建设规模标准的通知》,下发了《矿山生产建设规模分类一览表》。本条是根据《矿山生产建设规模分类一览表》制定的。

规模较大的矿山,对本行业和国家的发展有较大影响。但规模较大的矿山投资高,部分矿山开采建设条件复杂,确定其规模时应作全面技术经济比较,同时还应研究分期建设的合理性,以尽可能降低投资风险。

3.0.17 本条是根据《中华人民共和国矿山安全法》、《中华人民共和国环境保护法》、《中华人民共和国水土保持法》、《中华人民共和国职业病防治法》等法律、法规的有关规定制定的。

4 矿床地质

4.1 工业指标制定

4.1.1 矿床工业指标是圈定矿体、估算资源储量的依据,只有制定出合理的工业指标,才能正确地指导地质勘查工作、评价矿床工业价值和进行矿山建设设计工作。矿床工业指标应在详查或勘探阶段制定。

4.1.2、4.1.3 根据我国目前矿产资源技术经济评价体系现状,本条仍采用静态工业指标体系。其基本内容包括边界品位、最低工业品位、最小开采厚度和夹石剔除厚度。采用地质统计学方法估算矿产资源储量时,只用边界品位和矿床平均品位。

1 边界品位,是圈定矿体时区分矿石和废石的单个样品元素质量分数的最低要求。在使用中均以单个样品来衡量,即圈定的矿体中,除去可不剔除的非矿夹石外,每个样品的品位都必须大于或等于规定的边界品位,边界品位应高于选矿后尾矿中的含量。

2 最低工业品位,是圈定矿体时单工程(或样品段)应达到的平均品位,有时可指小块段的平均品位。规定单工程(或样品段)最低工业品位的目的是,为了保证矿床或块段平均品位能达到工业开发所要求的品位。

3 矿床平均品位,是指矿床应达到的、能使矿床开发有效益的品位标准。一般情况下,该指标不作为工业指标的内容。

4 最小可采厚度,是指当矿石质量达到要求时,在当前技术经济条件下,可以开采利用的单层矿体的最小厚度要求。一般情况下,由开采方式和方法所确定,以真厚度计算,用“米”表示。

5 夹石剔除厚度,是指矿体或矿层内的非矿夹层、矿体(层)内的岩层或达不到边界品位的矿化夹层(夹石)的最大允许厚度。

厚度大于该指标的,作为夹石予以剔除;反之,则圈入矿体,参与储量计算。

6 米百分值,也称米百分率、米克吨值。是指最小可采厚度与最低工业品位的乘积值,是对工业利用价值较高的矿产所提出的一项综合指标,仅用于圈定厚度小于最小可采厚度而品位大于最低工业品位的矿体。当矿体厚度与矿石品位的乘积大于或等于该指标时,便可将其圈入矿体,参与储量计算。

7 伴生有用组分含量,是指在矿床中与主要有用组分相伴生、不具备单独开采价值,在对主要有用组分进行采、选、冶加工过程中可以同时回收,并具有单独的产品或产值的组分含量的最低要求。

8 伴生有益组分含量,是指在矿石中有利于主要有用组分进行选、冶加工,或在主要组分进行加工时能提高其产品质量的组分的含量。

9 有害组分允许含量,是指对矿石在采、选、冶加工过程中起不良影响,甚至影响产品质量的组分所规定的最大允许含量,也是衡量矿石质量和利用性能的重要标准之一。

10 矿石品级,是指对某一自然类型或工业类型的矿石或矿物,根据其有用和有害组分的含量、物理技术性能的差异,以及不同的用途或要求等所划分的等级。该指标对综合利用资源,降低成本和能源消耗,提高产品质量极为重要。

11 某些矿床有两种或两种以上有用组分,其中任一种都达不到各自单独的工业品位要求,但在选、冶过程中增加某些措施后,这些组分即可予以回收,且在经济上合理,则可按几种组分的综合经济价值制定综合工业指标。

4.1.4 为使制定的指标符合矿床的实际,指标试算地段应具有代表性。本条中规定试算范围的储量占矿床总储量的比例不低于60%,是在总结有色金属矿山工业指标制定经验的基础上提出的,能基本保证试算地段的代表性。

4.2 选矿试样采取设计

4.2.1 选矿试验样品的采取直接影响选矿工艺流程及相关技术经济指标的确定,所采取的矿样应能基本反映未来矿山生产实际,试样采取应综合考虑矿石特征、矿山建设方案等因素,因此,选矿试样的采取应进行专项设计。

4.2.2~4.2.4 试样的代表性是选矿试验矿样采取的核心问题,此三条中规定了试样采取的基本原则和采取方式,从采样点的空间分布(范围和数量)、试样的矿石化学性质、矿物成分、结构构造、矿石类型和品级等方面保证了试样的代表性。

4.3 资源储量估算

4.3.1 资源储量直接影响矿山采、选(冶)方案和生产规模以及相关技术经济指标等相关内容的确定,因此设计应对估算方法及其结果的正确性进行检验。

应用地质统计学方法估算资源储量时,所用的软件必须经国务院地质矿产主管部门组织专家鉴定、验收并认可后,方可使用。

当资源储量估算结果的误差超出允许范围时,应找出产生误差的原因,并进行处理。如系估算方法选择不当所致,应返工重算。如系面积测定、品位分段组合和估算方法不同等原因产生的系统误差在10%~15%以内时,应采用平差的办法消除;大于10%~15%时,需重新检查估算方法及参数确定本身的合理性,直至返工重算。如为个别块段和局部的计算错误,则应改正。如经反复验证,确系地质报告资源储量估算的错漏,则应加以特别说明。

4.3.4 估算阶段(台阶)资源储量的准确性,对开采设计和矿山经济效益计算是否符合实际有着重要影响,因此应控制在一定的误差范围内。本条对不同阶段(台阶)资源储量估算方法的允许误差作了规定。当超过允许误差时,应分析原因并进行处理。

4.3.5 采用分配法进行阶段(台阶)资源储量估算时,为了客观反映矿床的矿化富集规律,本条对被分配到各阶段(台阶)矿石的主要组分平均品位计算方法作出了具体规定。

4.3.6 合理选择首采矿段和优先开采富矿,以提高开采经济效益和缩短还贷年限,无疑具有重大实际意义。在对矿床地质条件和开采技术条件进行详尽的分析,存在先采富矿,同时能有效保护贫矿的可能性时,应通过详细技术经济分析,划分矿石品级指标,分别圈定富矿和贫矿,估算阶段(台阶)储量,为确定矿山合理开采方案提供依据。

4.4 基建和生产勘探

4.4.1 基建勘探是对先期开采地段勘探程度不足的矿床,在基建过程中对基建开拓范围内矿体进行的探矿工作。其目的是提高基建开拓范围内矿床的地质研究程度和勘查控制程度,满足矿山建成投产所需的基础储量,为实施基建采掘进度计划、保证矿山投产后生产即能正常持续地进行,为采准矿块布置提供准确的地质资料。由于矿床勘探程度和开采设计的具体特点,并非所有的矿山都要进行基建探矿,本条中具体规定了需要进行基建探矿的条件。基建勘探的主要任务,是在基建范围内解决以下问题:

1 地质勘查阶段虽已探获探明的基础储量,但数量不足或未分布在先期开采地段,而应补充探获需要探明的基础储量。

2 地质勘查阶段虽然探获了符合要求的探明的基础储量,但因矿山设计方案改变,致使其不能为基建采准所利用,应在重新确定的先期开采地段内探获探明的基础储量。

3 由于地质条件复杂,地质勘查阶段采用较密的勘查工程间距,仍未探获探明的基础储量,而应探获一定数量的探明的基础储量。

4 位于基建开拓范围内主矿体上、下盘的小矿体,地质勘查阶段一般只探求控制的与推断的资源储量,须进行基建勘探使其

升至探明的基础储量。

5 存在不同矿石类型或矿石品级的矿床,需要进行分采、分选或分级利用时,地质勘查阶段未查明其空间分布,为满足投产需要,基建期间需在基建开拓范围内进一步研究和探明矿石类型和品级。

6 在地质勘查阶段,对先期开采地段的控制程度遗留某些局部问题的矿床,如采空区、断层破碎带分布不明等,须进行基建勘探予以查明。

由于矿床地质勘查程度达不到地质勘查规范要求,或经基建工程揭露后,矿体规模、形态、产状、资源储量发生重大变化,致使基建开拓、采准工程无法施工而必须补做的地质勘查工作,都属于补充地质勘探范畴,不是基建勘探的任务。

4.4.2 基建勘探重点是基建采准地段,同时应结合矿体赋存及其变化特征,将设计探获探明的基础储量范围适度超前于基建采准矿块布置范围,并在基建勘探工作量中留有余地。

4.4.3 露天开采矿山的基建探矿,根据矿体出露情况和埋藏条件,一般情况下以地表浅钻为主要探矿手段。槽、井探主要用于矿体厚度不大、产状平缓、矿体出露地表或埋藏浅的矿床。当基建剥离出上部阶段后,可采用平台沟槽取样,线距一般为10m~20m,以准确固定矿体边界。

4.4.5 基建(生产)勘探工程间距一般应在原勘查工程间距的基础上,成倍数地系统加密,达到探明的基础储量。加密程度视矿体复杂程度而定。

4.4.7 年生产勘探工程量一般按探矿比、年开采矿块数、年开采量、年开采面积等方法计算,所计算的探矿工程量均为每年正常条件下的工程量,考虑到矿床地质因素变化的影响,为保证每年生产勘探矿量满足生产要求,生产勘探工程量计算中应留有10%~30%余地。

考虑到“探边”、“摸底”及探寻盲矿体生产勘探的不确定性,设

计过程中应根据矿山具体情况确定,一般按年正常探矿工程量的20%~30%估算。

4.4.8 鉴于生产勘探主要是为采场单体设计提供地质资料依据,为了圈定和落实采准、备采矿量,对起到探矿作用的地采的采准切割工程、露采的平台,以及炮孔岩粉等应根据需要与可能进行系统的加密取样工作。

5 水文地质

5.1 涌水量计算

5.1.1 地下开采的矿山,阶段正常涌水量一般指非降雨集中季节涌向阶段的经常性涌水量;最大涌水量则为降雨集中时,涌向阶段的设计降雨频率的最大涌水量。当矿体采动后导水裂隙带不波及地面时,各阶段的涌水量可不计算崩落区降雨渗入量,否则必须计算该渗入量。当计算降雨渗入量时,正常涌水量为地下水正常涌水量与正常降雨径流渗入量之和,最大涌水量为地下水最大涌水量与设计频率暴雨径流渗入量之和。

5.1.2 在裸露型岩溶矿区和岩溶塌陷严重矿区,矿坑雨季实际最大涌水量很难预测,其与地面拦、截、堵、排防水措施是否到位、落实关系密切。改建、扩建矿山预测最大涌水量时,应在分析研究矿山历年雨季和非雨季涌水量动态变化等资料的基础上,统计分析降雨和地表水对矿坑充水的影响量。对新建矿山,最大涌水量应在一般方法计算的基础上,参照类似矿山资料增加降雨和地表水对矿坑充水的影响量。当矿体采动后导水裂隙带不波及地面时,地下水最大涌水量可按正常涌水量的1.3倍~1.8倍计算。

5.1.3 水文地质边界条件复杂矿区,用地下水动力学公式计算涌水量时,很难确定计算公式和计算参数,计算结果也不甚可靠,而矿区地下水位降深较大的抽(放)水试验资料中,矿坑涌水量与水位降深的函数关系真实地反映了矿区复杂边界条件的影响,因此用经验公式法比较简单、可靠。

改建、扩建矿山涌水量实际资料丰富,能清楚地反映季节变化,矿坑涌水量与水位降低和采掘面积的关系可通过实际资料分析确定,故水文地质比拟法比其他计算法更合适。对附近有水文

地质条件类似已建矿井的新建矿山也可采用水文地质比拟法。

5.1.6 露天坑内涌水量明显受降雨影响,故应计算正常涌水量和最大涌水量。其正常涌水量为地下水正常涌水量与正常降雨径流量之和,最大涌水量为地下水最大涌水量与设计确定的暴雨频率暴雨径流量之和。露天坑内地下水正常涌水量和最大涌水量计算方法与地下开采的矿山相同。

5.2 地面和井下防水

5.2.4 本条所指的“存在突水危害”主要有:

1 巷道接近或穿越导水的或充水状况不明的构造带,如断裂带、接触带、破碎带。

2 巷道接近或穿越具有突水危险的强含水层。

3 巷道或其他采掘工作面接近预测积水的老窿和老采空区。

4 巷道或其他采掘工作面接近已知的流砂层、地下暗河、规模较大的岩溶、裂隙。

5 地表水(如湖、河、海、水库……)与地下水具有密切联系,当巷道或其他采掘工作面接近地表水体分布范围。

矿山突水直接危害井下安全,为预防施工和生产过程中出现突水危害造成重大安全事故,本条规定为强制性条文。

5.2.5 本条是根据现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423的有关规定制定的。设置防水闸门是实施积极救援、减少水患造成损失的重要措施。本条为强制性条文。

5.3 矿床疏干

5.3.2 矿床疏干应有效地降低地下水位,是为了形成稳定的疏干降落漏斗。“稳定”并非指地下水动力学中“稳定流”的概念,而是指疏干区要求的水位降低保证值,在疏干工作期限内不被降雨或地表水因素影响所破坏。如不容许疏干区在降雨或河床塌陷后,由于地下水位急剧上升而严重影响采掘工作的正常进行。

5.3.4 本条第1款,深井疏干适用的基本条件是要求被疏干的含水层渗透性好。本款所说“渗透性好”是指潜水层的渗透系数大于 2.5m/d ,承压含水层的渗透系数大于 0.5m/d ,该值是大致的适合值,疏干方案设计时,不应将此值绝对化。

本条第2款,矿山井巷开拓无隔水或弱含水层可供利用,在地下水位降低以前,无法顺利下掘井筒、开掘平巷并建立井下排水系统,只能采用地表深井疏干(或地表深井疏干和地下疏干相结合的联合疏干)方法。

5.3.6 非均质的岩溶或裂隙含水层确定深井孔位不太容易,如果定位不妥,可能使井孔报废或服务期限太短而达不到预期的疏干效果。深井钻孔口径大、施工难度和投资大,为避免损失,因此本条提出了每个深井布置2个~4个井位选择孔的要求。

5.3.8 本条第2款所述渗透性较差是相对于深井疏干对含水层的要求而言,而并非渗透性好的含水层就不宜采用地下疏干,这说明地下疏干对含水层渗透性的适应范围要宽一些。

5.3.9 本条规定的地下疏干“采用一段疏干方式时,疏干阶段的标高要求不应低于强含水带的下部界限”,是为了保证疏干阶段施工丛状放水孔时能有较高的钻孔出水率,使含水层顺利疏干。标高太低,放水孔施工的仰角有限,可能达不到预期的疏干效果。

5.3.11 水文地质条件复杂,采用矿床疏干或防渗帷幕的矿山,要求设计系统的地下水观测网的主要原因是:矿山在基建开拓和生产过程中,随着疏干进展,地下水位逐步降低,应随时掌握采掘保护区内地下水位的动态变化,因此只有成网布置、定期观测,才能作出不同时期地下水等水位线图,及时发现水位降低不足部位,以便采取措施,保证采掘工作安全。一些矿井突水事故频繁,重要原因之一就在于没有建立地下水观测网或观测网不健全。

5.4 防 渗 帷 幕

5.4.1 矿山地下水防治对岩溶含水层而言,采用单一的疏干模

式,出现了越来越多难以克服的问题。如在我国南方,有的矿山因疏干塌陷,造成了范围广泛的地质灾害和农田破坏,对矿区附近工业和民用建筑物、构筑物的安全构成威胁,有的还波及居民集中的城镇。当矿山附近存在地表水体,由于塌陷,还会反过来破坏疏干效果危及矿井安全。在我国北方,受中奥陶统岩溶含水层威胁的矿山,疏干时涌水量极大,降落漏斗深而广,危及附近工业和民用甚至整座城市供水,对地下水资源保护极其不利,同时矿井疏干排水又将带来矿山的高能耗。

为解决由于矿床疏干引起的上述一系列问题,我国将防渗帷幕技术应用用于矿山治水,已历时四十余年,据不完全统计,已完成防渗帷幕 15 条,取得了成效。

防渗帷幕虽具有很多优点,但技术复杂、工程量大、投资高、施工期限长,帷幕效果影响因素多,因此考虑采用防渗帷幕时,宜持谨慎态度。

5.4.2 本条第 1 款提出的“地下水进入矿坑的通道比较狭窄”,是指采用防渗帷幕具备的有利条件,并非限制条件。如河北中关铁矿并不具备“地下水进入矿坑的通道比较狭窄”的条件,为了保护区域地下水资源,不使矿床疏干影响邢台市供水和节能要求,也确定采用了防渗帷幕方案。

本条第 3 款之所以要求“受灌注的含水层全段埋深较浅”,是考虑到当钻探施工时,由于钻孔太深,偏斜难以控制,最终不能形成连续的隔水帷幕。目前,按我国的钻探偏斜控制技术水平,其深度一般不宜大于 400m。

5.4.4 本条所讲的防渗帷幕,是指矿山大型防渗帷幕。由于帷幕轴线一般都位于矿体分布范围一定距离之外,该地段地质、水文地质勘探和研究程度都较低,为保证帷幕设计建立在可靠基础资料之上,在初步设计前,在帷幕预定位置上应进行工程地质勘查。其主要任务是:通过钻探手段进一步控制隔水或弱透水地层在帷幕轴线附近的空间分布,以便较精确地界定帷幕两端和底部位置;通

过钻孔简易水文地质观测和其他测试手段,进一步查明帷幕轴线地段受注层岩性、厚度、岩溶裂隙发育程度、充填程度、充填物质成分及其他水文地质特征。

由于帷幕注浆技术比较复杂,影响因素较多,应进行帷幕注浆试验。试验的主要目的是为了进一步修改和确定注浆工艺、注浆参数、注浆钻探和注浆材料消耗量等提供依据。

6 岩石力学

6.1 岩体质量分类和地应力计算

6.1.5 在缺乏实测资料时,侧压系数(λ)可参考相近区域地应力分布规律确定。

6.2 露天边坡角的选取及边坡稳定性监测

6.2.1 露天边坡滑动模式有楔形滑动、平面滑动,圆弧滑动、倾倒等。对于某一具体的边坡,其滑动模式可能是单一的,也可能是多样的,因此设计应作 K 与 α 关系曲线,验算稳定系数或边坡角。由于实际边坡形状较复杂,应对不同轮廓形状的边坡进行稳定验算。

6.2.2 露天开采边坡稳定系数 K 值是参照国内外金属非金属露天矿山常用的经验数据确定的。系数的变化范围,应根据地质资料与岩土物理力学数据的可靠程度选取。

6.2.3 最终边坡角的选取直接影响基建工程量和生产剥采比的大小,对评价露天矿山的经济合理性有着密切的关系,应遵循安全可靠、经济合理的原则。最终边坡角确定的方法很多,一般采用国际上通用的极限平衡法计算。极限平衡法是指江布·毕肖普、费先科·萨尔玛等计算方法。

6.2.4 本条中“类比法”是指参照边坡岩体的性质、地质构造、边坡高度与其他边坡稳定条件相类似的生产矿山,选取最终边坡角及其他边坡要素。

6.2.5 边坡的监测是确保矿山生产安全,进行预测预报和掌握岩土体失稳机理最重要的手段之一。由于露天边坡本身具有复杂性及限于目前边坡稳定研究水平,边坡监测是边坡稳定性分析和安

全预警中不可缺少的。边坡工程监测的作用在于：

1 为边坡设计提供必要的岩土工程和水文地质等技术资料。

2 边坡监测可获得更充分的地质资料和边坡发展的动态，从而圈定边坡的不稳定区段。

3 通过边坡监测，确定不稳定边坡的滑落模式，确定不稳定边坡的滑移方向和速度，掌握边坡发展变化规律，为采取必要的防护措施提供重要的依据。

4 通过对边坡加固工程的监测，评价治理措施的质量和效果。

5 为边坡的稳定性分析和安全预警提供重要依据。

随着高新技术的发展，边坡稳定性监测系统应具有数字化、自动化和网络功能。根据国内外露天矿山的经验，大型露天矿山和边坡工程地质条件复杂的中型露天矿山，有必要设置监控站，对边坡工程的变化情况进行动态跟踪观测。

6.3 井下工程稳定性评价

6.3.1 本条岩体完整性是指岩体中各种节理、片理、断层等结构面的发育程度，主要考虑结构面的组数、密度和规模，结构面的产状、组合形态及与硐壁的关系，结构面的强度，结构面分布规律和特征。

6.3.2 工程地质分析方法主要是依据工程地质勘察成果，与工程地质条件、工程特点、施工方法类似的工程对比，对其稳定性进行评价。数值分析方法常用有限单元法、边界单元法、离散元法、有限差分法等。

本条表 6.3.2 中岩体的基本质量级别按现行国家标准《工程岩体分级标准》GB 50218 确定，见表 1。岩体基本质量指标 (BQ)，应根据分级因素的定量指标 R_c 的兆帕数值和岩体完整性系数 K_v ，按下式计算：

$$BQ = 90 + 3R_c + 250K_v \quad (1)$$

表 1 岩体基本质量分级

基本质量级别	岩体基本质量的定性特征	岩体基本质量指标(BQ)
I	坚硬岩,岩体完整	>550
II	坚硬岩,岩体较完整; 较坚硬岩,岩体完整	550~451
III	坚硬岩,岩体较破碎; 较坚硬岩或软硬岩互层,岩体较完整; 较软岩,岩体完整	450~351
IV	坚硬岩,岩体破碎; 较坚硬岩,岩体较破碎~破碎; 较软岩或软硬岩互层,且以软岩为主,岩体较完整~较破碎; 软岩,岩体完整~较完整	350~251
V	较软岩,岩体破碎; 软岩,岩体较破碎~破碎; 全部极软岩及全部极破碎岩	≤250

使用式(1)时,应遵守下列限制条件:

当 $R_c > 90K_v + 30$ 时,应以 $R_c = 90K_v + 30$ 和 K_v 代入计算 BQ 值;

当 $K_v > 0.04R_c + 0.4$ 时,应以 $K_v = 0.04R_c + 0.4$ 和 R_c 代入计算 BQ 值。

岩体完整程度的定量指标应采用岩体完整性指数(K_v)。 K_v 应采用实测值。当无条件取得实测值时,也可用岩体体积节理数(J_v),按表 2 确定对应的 K_v 值。

表 2 J_v 与 K_v 对照

J_v (条/ m^3)	<3	3~10	10~20	20~35	>35
K_v	>0.75	0.75~0.55	0.55~0.35	0.35~0.15	<0.15

岩体完整性指数(K_v)与定性划分的岩体完整程度的对应关系,可按表 3 确定。

表 3 K_v 与定性划分的岩体完整程度的对应关系

K_v	>0.75	$0.75\sim0.55$	$0.55\sim0.35$	$0.35\sim0.15$	<0.15
完整程度	完整	较完整	较破碎	破碎	极破碎

6.3.4 矿石可崩性的经验图表评价方法有南非 Laubscher 经验图表法和 Mathews 稳定性(可崩性)图表法。一般情况下,采用自然崩落法开采的矿山应进行矿岩可崩性的系列专题研究。

7 露天开采

7.1 露天开采境界

7.1.1 本条第1款按现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423的规定制定。

本条第5款露天开采最终边坡并段台阶数不应超过3个,是因为并段后台阶过高,坡面上的松石、浮石不易清理;坡面滚石的滚落距离大,影响下部工作平台的作业安全;台阶过高将增加局部滑坡的可能性,台阶坡面的加固与维护也较困难。

7.1.2 经济合理剥采比是指露天和地下开采相比较,在经济上允许的最大剥采比。它是衡量露天开采经济效果的主要指标。经济合理剥采比确定的方法有盈利比较法、成本比较法。

盈利比较法是以相同资源储量分别采用露天和地下开采获得的总盈利相等为计算基础。盈利比较法综合考虑了露天和地下两种开采方式的投资,采选成本及指标,产品数量、质量等技术经济因素方面的差别,因此经济合理剥采比一般应采用盈利比较法确定。

成本比较法包括原矿成本比较法和精矿成本比较法。原矿成本比较法是以露天开采和地下开采单位矿石的成本相等为计算基础,此方法的优点是需要的基础数据少,计算简单,缺点是没有考虑露天和地下开采在矿石损失和废石混入等方面的差别;精矿成本比较法是以露天开采获得每吨精矿的总成本和地下开采获得每吨精矿的总成本相等为计算基础,此方法的优点是考虑了两种开采方式因废石混入率不同,采出矿石质量的差别对企业经济效益的影响,缺点是未考虑两种开采方式因矿石回收率不同而影响到矿产资源利用的差别。

以价格法确定的剥采比为经济剥采比。经济剥采比是保证露天矿山正常生产期间不亏损或不超过允许的成本,对有经济价值的表外矿和其他有益组分,在计算中应考虑其综合利用价值。

7.1.3 本条第4款境界外资源储量不多,用地下开采这部分矿石经济效果较差时,可采用价格法确定境界,其目的是保证露天开采在不亏本的情况下,最大限度地回收矿产资源。

本条第7款是指境界剥采比、平均剥采比均小于经济合理剥采比,但露天矿基建工程量很大、建设时间长、生产初期经济效益差,因此应进行综合技术经济比较。

7.1.4 国内外目前已普遍采用计算机软件优化露天矿开采境界。应用最广泛的优化方法是浮动图锥法与图论法。

7.1.5 分期开采的目的是为了提高矿山前期的经济效益,但对矿山后期的经济效益有较大影响。为了避免扩帮过渡期出现亏损,一期境界的临时边坡角不宜留得过陡。

7.2 露天矿山生产能力

7.2.1 露天矿山生产能力估算方法较多,本条式(7.2.1-1)和式(7.2.1-2)是国内外估算露天矿山生产能力通常采用的泰勒(H. K. Taylor)公式。

设计中也可参照《美国采矿工程手册》(第二版)中推荐的经验公式估算露天矿山生产能力:

$$A_d = 4.88Q^{0.75} / D \quad (2)$$

式中: A_d ——矿山日生产能力(st/d);st为短吨,除以1.10231换算为吨(t);

Q ——开采境界内可采储量(st);

D ——年工作天数(d)。

7.2.2 露天矿山生产能力取决于技术装备水平、工作面数量。合理选择和采购先进的技术装备是确定矿山设计生产能力的重要因素,同时生产的工作面数量应能保证正常接替关系。

本条第3款是指在设计中一般不对运输线路通过能力进行验算。但是改建、扩建或大型露天矿山应对线路咽喉的通过能力进行验算。

7.2.3 可同时采矿的台阶数目 m 主要取决于矿体厚度、矿体倾角、工作帮坡角和工作面推进方向。而工作帮坡角大小取决于工作平台宽度。

7.2.4 挖掘机的生产能力与其作业条件关系密切,如矿岩性质、块度、爆破影响、等车、日常维修、故障处理等因素,引起铲斗装满系数、物料松散系数和设备装载作业时间利用率等参数的变化,尤其是挖掘机作业时间利用率对生产能力影响很大,故应结合作业条件计算。本条参照生产矿山统计的实际资料和设计经验,规定了不同岩性单斗挖掘机每立方米斗容年生产能力指标。对于寒冷或高寒地区可根据具体条件适当降低。

坚硬岩石是指普氏系数(f)大于12,中硬岩石是指普氏系数(f)为6~12。

7.2.5 本条表7.2.5中的年下降速度,是统计的我国冶金矿山平均年下降速度。实际上,年下降速度与设备装备水平、生产管理水关系非常密切,国外有的大型矿山个别年份年下降速度达到70m~80m。随着矿山数字化技术的发展和设备的大型化,年下降速度将可以大大提高。

对于采用陡帮开采、分期开采或投产初期台阶矿量少、下降速度快的矿山,应通过编制采剥进度计划确定新水平准备时间。

7.3 基建与采剥进度计划

7.3.2 本条第4款,年采剥总量是决定采矿设备数量、职工人数以及辅助生产的基本因素。因此,采取一切可能的措施均衡生产剥采比是编制采剥进度计划应遵循的基本原则。争取全期均衡剥采比是最理想的,难以做到时,一般可分两期均衡。只有大型或服务年限长与均衡剥采比特殊困难的矿山才可考虑多期均衡。

分期均衡期限规定在 5 年以上,是考虑采矿设备的使用寿命与设备的更新周期均在 5 年以上。该规定有利于设备的有效利用与适时更新。

7.3.3 陡帮开采一般用于剥岩区的开采。陡帮开采有两种形式:组合台阶开采和倾斜条带式开采。用组合台阶推进的陡帮工艺是通过滞后剥离均衡生产剥采比的一种更有效的方法,这种工艺对设备的高效性能、生产的组织管理水平有较高的要求,一般只有剥采比大、急倾斜多台阶和技术力量强的大型矿山在剥离高峰期间才采用,以便更大幅度地降低剥离高峰,均衡生产剥采比。

7.3.4 本条是依据现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423的相关规定制定的。

7.4 开拓运输

7.4.1 本条第 3 款所规定的“矿岩运距小于 3000m”,是根据国内外露天矿山的实际情况总结制定的。当矿岩运距大于 3000m,采用单一公路开拓汽车运输方案时,应经技术经济比较确定。

7.4.5 近年来,国内外大型露天矿山大多采用公路-半移动式或固定式破碎站-带式输送机联合开拓运输方案,甚至已采用铁路开拓运输的矿山也改为这样的开拓运输方式。如智利的 ESCONDIDA、COLLAHUASI 等大型铜矿均采用了公路-半移动式或固定式破碎站-带式输送机联合开拓运输方式。

7.4.8 本条是参考现行国家标准《厂矿道路设计规范》GBJ 22 制定。道路等级的采用,要有一定的灵活性,除考虑交通量指标外,还应从实际出发,根据道路性质及服务年限、车型、开采条件、地形条件等因素综合考虑是否提高或降低道路等级。例如,按交通量可采用二级露天矿山道路,若交通量接近上限,且道路服务年限较长,矿山开采条件及地形条件较好,剥离量及道路工程量增加不多的前提下,可将道路等级提高到一级;反之,可降低道路等级。

公路开拓线路分为生产干线、生产支线和联络线。生产干线:

采场各开采工作面通往选矿厂或卸矿点、废石的共同道路；生产支线：采场各开采工作面或废石场各排土水平与生产干线连接的的道路，以及由一个台阶直接到卸矿点或排土场的道路；联络线：露天矿生产所用自卸汽车的其他道路。

7.4.9 本条是参考现行国家标准《厂矿道路设计规范》GBJ 22 制定的。计算最小圆曲线半径的横向力系数 μ 值，是参照现行行业标准《公路工程技术标准》JTG B01 并结合矿山自卸汽车运输车速度低、基本上是货运等特点而确定的，一般情况下，采用最大 μ 值为 0.22。在条件允许时，露天矿山道路的圆曲线宜采用较大半径以提高道路使用质量。

7.4.10 本条参考国内外露天矿山生产实际而制定。最大纵坡是为了使卡车按一定速度在该坡道上行驶的设计控制值，是一般情况下的极限值。在满足开采工艺和工程量增加不大的情况下，最大纵坡应尽量少用或不连续使用。

重车下坡运行时，纵坡过大将带来安全隐患，为此规定重车下坡地段，最大纵坡相应减少 1%。

7.4.11 缓和坡段对下坡车辆起减速安全的作用，对上坡起加速的作用。根据理论分析，缓和坡段的坡度不应大于 3%。表 7.4.11-2 所列的缓和坡段最小长度是指地形条件困难路段，并考虑到露天矿山道路特点予以适当降低确定的。一般情况下，缓和坡段长度应大于表列数值。

7.4.12 为确保露天矿道路的质量，减少汽车的燃油和轮胎消耗及零部件的损伤，提高汽车运行速度和生产效率以及运输经济效益，大型露天矿山普遍采用了机械化养路。因汽车及养路机械的宽度规格较多，本条所确定的大型汽车路面、路肩宽度，是根据国内外不同汽车类型及与之相匹配的养路设备作业宽度制定的，比现行国家标准《厂矿道路设计规范》GBJ 22 规定的路面宽度有所加大。

7.4.14 经验证明，矿山运输用道路路面应选择泥结碎石路面。

使用沥青或混凝土路面,不仅造价昂贵而且效果不好,一是当车辆撒料时,遇水后容易使轮胎打滑发生事故,二是路面破损后不易修复;特别是在坡道上更不应使用。

7.4.15 在急弯、陡坡、危险地段设置警示标志,目的是提醒车辆驾驶员注意行车安全。为了确保行车安全,防止车辆冲出路面而发生坠车事故,在急弯、陡坡、高路堤(填土高度4m以上),视距不足和地形险峻的路段,应根据具体情况设置安全设施,常用的安全设施有:墙式护栏、路肩防护堆等,并设有必要的交通警示标志。

为保证露天矿山运输行车安全,根据现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423的有关规定,本条规定为强制性条文。

7.4.16 有色金属矿山一般不需要验算车流密度,但在行车密度大的咽喉路段,应对车流密度进行校验。校验时,应考虑足够的安全距离,因此本条规定车辆间隔应按制动距离加10m~20m安全间隔计算。

7.5 穿孔、爆破工艺

7.5.3 影响穿孔效率的因素很多。矿岩的可钻性、设备的性能、生产管理水平和维护维修能力均对穿孔效率有较大的影响。按本规范式(7.5.3-1)、式(7.5.3-2)计算的效率可能与实际效率有较大的差距,因此设计时应结合类似矿山的实际效率,同时考虑设备性能、维修能力和技术进步等因素确定。

近年来,国产设备的性能和国内矿山的管理水平都有很大提高,本规范表7.5.3中的数据是在统计部分国产钻机近几年实际生产指标的基础上确定的。如德兴铜矿,系数 f 为4~8,采用国产 $\phi 250$ 牙轮钻机,近几年的年平均穿孔效率为60000m~80000m;洛钼集团三道庄钼矿,系数 f 为16~18,采用国产 $\phi 250$ 牙轮钻机,近几年的年平均穿孔效率为25000m~30000m。随着矿山管理数字化水平和国产设备性能的进一步提高,穿孔效率将会相应提升。

7.5.6 为克服台阶底盘的阻力,钻孔钻进深度必须超过台阶底盘。钻孔超深值(h)应根据矿岩的物理力学性质,参照孔径(D)或底盘抵抗线(W_p)的大小来选取,一般情形下可按下列公式计算:

$$h = (8 \sim 12)D \quad (3)$$

或

$$h = (0.15 \sim 0.35)W_p \quad (4)$$

7.5.7 露天矿深孔爆破孔网参数的确定应进行试验和技术经济论证。应推广采用大孔距、小抵抗线的爆破方法,在保持每一炮孔爆破负担面积不变的前提下,减少排间距、增大孔间距。炮孔爆破参数可参考表 4 选取。

表 4 炮孔爆破参数

孔径 (mm)	矿岩类别	硬度系数 (f)	台阶高度 (m)	爆破面积 (m^2)	每米炮孔爆破量 (m^3/m)
80	矿石	6~12	10	7.0~8.0	6.5
	岩石	6~12	10	8.0~9.0	7.8
150	矿石	6~12	12	16.0~18.0	15.4
	岩石	6~12	12	18.0~20.0	17.1
200	矿石	6~12	12	30.0~33.0	27.3
	岩石	6~12	12	36.0~39.0	34.8
250	矿石	6~12	12	45.0~49.0	40.6
	岩石	6~12	12	49.0~56.0	46.3
310	矿石	6~12	15	60.0~68.0	56.7
	岩石	6~12	15	68.0~76.0	63.8

7.5.8 露天矿山炸药消耗量较多,炸药费用在生产成本中所占比重较大,而我国目前生产的炸药品种很多,应根据爆破对象和条件合理选择炸药品种。当钻孔中积水较多时,应选用防水炸药。

7.5.9 当今国内外大中型露天矿山为提高装药和充填效率,减轻体力劳动,大多采用了混装车 and 炮孔填塞机。

7.6 装 载 工 艺

7.6.1 影响装载工艺选择的物料性质主要为物料硬度、松散系数、裂隙发育程度等。

1 标准型铲斗用于装载硬度较小、松散密度小的物料,其铲斗容积按挖掘设备配置。岩石型铲斗用于装载硬度较大、松散密度大的物料,其铲斗容积与同型号的挖掘机所配的标准型铲斗比容积较小,铲斗口装有铲齿。

4 装载机运距一般不超过 100m。

5 铲运机装载工艺一般需要推土机配合作业,由推土机犁松动作业面或积堆后,再用铲运机装载。

7.6.2 最小工作平台宽度由爆堆宽度、运输设备规格、动力配线占有宽度及采剥作业的安全宽度所组成。 $f > 12$ 时,爆堆宽度 $B = (2.0 \sim 2.5)H$; $f = 6 \sim 12$ 时, $B = (1.8 \sim 2.0)H$; $f < 6$ 时, $B = (1.6 \sim 1.8)H$, H 为台阶高度。

7.6.3 工作线长度内一般分为穿孔、爆破、铲装三段,每分段内爆破后的矿岩量应满足挖掘机正常作业 5 个~10 个昼夜的铲装量;如不能保证挖掘机的最小工作线长度,就会使道路的移设(有轨)与清理(公路)频繁,挖掘机的走车与等装车等非作业时间增加,降低了设备的利用率与效力,难以保证采矿工作正常连续的生产。

7.6.4 现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423 2006 规定:两台以上的挖掘机在同一平台上作业时,挖掘机的间距:汽车运输时,不应小于其最大挖掘半径的 3 倍,且不应小于 50m;机车运输时,不应小于两列列车的长度。

国外大、中型矿山,一般每一个工作平台上只配置 1 台~2 台挖掘机,只有当需要加强某一水平的开采强度时,才会增至 2 台~3 台挖掘机。

由于工作平台工作线路长度的限制,所以对于两台或者两台以上的挖掘机在同一个平台上工作时,要在它们之间保持一定的

安全工作距离。两台挖掘机的距离过近,其作业会相互影响,或造成运输车辆调车作业困难,甚至发生撞车事故。

7.6.5 现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423—2006 规定:上、下台阶同时作业的挖掘机,应沿台阶走向错开一定的距离;在上部台阶边缘安全带进行辅助作业的挖掘机,应超前下部台阶正常作业的挖掘机最大挖掘半径 3 倍的距离,且不小于 50m。

上、下两台阶之间的工作平台宽度,会随着铲装作业的进行而发生变化,为了确保上部台阶捣装挖掘机的安全,避免翻车,或为了确保下部台阶挖掘机的安全,避免发生掩埋设备事故,上部捣装挖掘机要超前下部正常作业的挖掘机一定距离,根据矿山实际经验,其超前距离不得小于挖掘机最大挖掘半径的 3 倍。

7.7 设备选择

7.7.1 本条表 7.7.1 是根据目前露天矿山的装备水平,结合有色金属矿山的规模和生产剥采比变化较大等特点制定的。

7.7.3 为充分发挥挖掘机和自卸汽车的能力,提高其作业效率和综合效益,根据国内外露天矿经验,卡车的载重量与挖掘机的勺斗的装载量之比一般为 3:1~6:1,个别为 2:1~8:1。当运距较近,物料密度较大,或采用机械传动单斗挖掘机(电铲)时,宜取小值;当运距较远,物料密度较小,或采用液压挖掘机时,宜取大值。

由于矿岩的松散密度相差较大,开采松散密度小的矿岩时,设计中应对自卸汽车的车斗容积进行核算。

7.7.4 露天矿的穿孔、装载设备数量系根据扣除了设备的大、中、小修理和保养时间后的生产能力计算的,故不设备用。

本规范对运矿汽车出车率进行了调整,因近年来,无论是国产矿用汽车,还是进口矿用汽车,设备性能均有大幅提高,特别是进口矿用汽车在使用的前期(2 年左右的时间),出车率一般可达 90%以上。

7.8 排 土 场

7.8.2 露天开采一般需要剥离大量的腐殖表土、风化岩土、坚硬岩石、混合岩土,以及要回收和不回收的表外矿、贫矿等。堆放剥离物的排土场一般占全矿用地面积的 39%~55%,为露天采场的 2 倍~3 倍。如果排土场的位置选择和堆排方式不合理,如为了节省运输费用,直接将剥离物堆放在露天开采境界附近,在这种情况下,则随着采场向下延伸和排土场堆置高度的增加,一方面,排土场自身有发生滑坡或滚石的可能性;另一方面,排土场可能会给边坡施加一定的荷载,威胁边坡的稳定性,还可能会改变原有地貌的径流形式,形成汇水条件,在雨季形成山洪或泥石流。所有这些都将会给露天矿深部开采带来隐患。同样,如果排土场靠近邻近矿山,也会给其安全生产带来威胁。

内部排土场是指设在露天开采境界内的排土场,其特点是不需另外征用土地,岩土运输距离短。内部排土场一般多用于开采水平或缓倾斜矿床,多矿体矿山合理安排开采顺序时,可实现部分内部排弃。内部排土场可少占地,缩短运距,降低成本,故应优先选择。合理安排开采顺序是指应选择易采矿体先行强化开采,腾出采空区用作内部排土场。

7.8.3 本条体现了建设资源节约型、环境友好型有色金属矿山的设计理念。对暂不能利用的低品位矿物、建筑材料,规定了单独堆存,单独堆存时,应考虑二次回收时的外运条件;为了今后复垦的需要,规定了剥离的耕植土应当分运、分堆。

7.9 硐 室 爆 破

7.9.1 当基建剥离孤立山包或陡峭地带,比高大(40m 以上)、地形复杂、山坡陡、修路困难,且工程量大,采用台阶式开采中深孔爆破时,初期工作面窄小,设备数量受限制,使基建时间加长,而采用硐室爆破可克服和改善上述条件,加快基建剥离,缩短基建时间。

此外,当爆破的剥离物有条件抛至露天境界外和基建标高以下时,可减少和推迟剥离物的铲装,从而达到节省基建投资。

7.9.2 本条是根据国内几个露天矿(如白银厂三爆区、新桥等)在靠近边坡采用大爆破时,由于地震波的影响,造成了边坡岩石不稳定,给后期生产带来较大的隐患而制定的。

7.9.7 根据近年来国内露天矿山大爆破设计和实践,上、下层药室间距系数 m 值比《有色金属采矿设计规范(试行)》YSJ 019-92 提高 10%~20%,爆破后效果好,底板均拉平,本条第 2 款上、下层药室间距系数 m 值均作了适当提高。

7.10 露天采场复垦

7.10.5 本条第 1 款参照《土地复垦技术标准》(试行),覆土厚度为自然沉实土壤 0.5m 以上,耕层厚度不小于 0.2m。这一覆土厚度指标是根据我国复垦现状并综合考虑植被,特别是农作物正常生长、防止污染土源和复土经济指标等综合制定的。表层应尽量利用原耕作土层,做到上虚下实,便于耕作,利于作物生长。根据我国中铝广西分公司一、二期矿山近几年复垦实际经验,该矿累计复垦采空区已达数千亩,种植了玉米、甘蔗、各种蔬菜等,采用上述复垦厚度,农作物生长好。

本条第 2 款对坡度条件的限制,是为防止水土流失,做到蓄水保肥。中铝广西分公司采空区复垦为农用地时,根据复垦后的总地形坡度,分别修整为平整地、平缓坡地、缓坡地。其中,平整地每隔 25m~50m 宽度修成台地,平缓坡地、缓坡地每隔 15m~25m 宽度修成台地,以确保每块台地的地面坡度小于 5°。

7.10.6 客土是指从其他取土源取用的土,人工土是指物理或化学方法合成的土。

8 砂矿开采

8.1 水力开采

8.1.1 本条第1款,疏干困难指地下水位高、涌水量大、难于疏干或疏干工程量大,该类矿床采用机械开采时,常因陷车与粘斗,生产效率低。

第4款,采场顶、底板地形简单是指按一定采运条件划分的采场或采区顶、底板地形的走向、倾向与倾角变化不大。

8.1.5 影响水力输送的临界流速、水力坡度的主要因素有固体物料的平均粒径、矿浆浓度、泥粒级含量、管道或沟槽的结构和内壁的粗糙程度。水力冲采中所形成的矿浆都是非均质体,其流动机理非常复杂,目前主要通过试验或采用经验公式计算确定。

8.1.6 逆向冲采时,射流几乎垂直于土岩面,冲采冲击力强,能量利用较充分,特别是掏槽时能利用土岩体的重力崩落,故冲采效率高。但其缺点是水枪不能靠近工作面,使射流的压力降低,且不能利用射流力量将大块岩石和粗粒物冲离工作面,故在一般情况下都采用逆向法。顺向冲采的特点是射流冲采方向与矿浆流动方向一致,在冲采过程中可顺便利用射流推赶矿浆流动和将大块石头等粗粒物冲离工作面。但其缺点是射流斜交冲采,冲击力减小,推赶矿浆和大石的能耗大等,故一般仅在土岩较松软,含砾石、卵石较多的砂矿或山坡薄层矿使用。开采尾矿中的泥油层及开采矿层倾角在 30° 以上的山坡砂矿,严禁逆向冲采,因冲采后的矿岩易产生滑动,严重危及人身安全。

8.1.7 水力开采的台阶高度对冲采效率、冲采成本、开采安全影响很大,台阶高度大、掏槽所占比重相对下降,更有利于利用重力崩塌土岩以及减少设备管道移设安装费用,但台阶增大,水枪距工

作面的最小安全距离增加,水枪的射程增大,射流的工作压头增高,降低了射流压力利用率;导致冲采效率低下。因此台阶高度应结合土岩性质、崩落特征、供水条件等通过比较确定。本条所规定的台阶高度上限值是根据我国部分水力开采矿山的安全生产实际经验确定。

8.1.8 实际有效射程仅为最大射程的20%~30%。根据水枪射程计算公式,确定水枪最大射程 $L=1.71H_0$ 。当一个台阶同时有两台水枪作业时,为避免冲采作业相互影响,防止发生水枪伤人事故,对向冲采的两水枪之间的距离按水枪的有效射程考虑,不小于水枪有效射程的2.5倍。

上、下两个台阶同时开采时,为了防止下部台阶的冲采危及上部台阶作业的安全,上部台阶作业面要超前下部台阶作业面一定距离。具体数值应根据土岩性质、台阶高度、冲采与运输方式、设备能力等因素确定。本条规定的最小值30m是根据平桂矿务局和云锡公司的现场开采经验确定的。超前距离也不宜太大,否则会延长采矿准备时间,增加生产基建投入。

8.1.13 由于水采工作面开采条件多变,设备移动频繁,需要有100%的备用工作面,故水枪、砂泵应有相应的备用。

8.2 挖掘船开采

8.2.1 本条适用于挖掘船开采的技术条件为:经剥离后挖掘船总挖掘深一般不超过60m;矿体最小厚度一般不小于2m;矿体宽度不小于30m~40m,对窄矿体需根据品位而定;底板坡度一般不超过20%~25%,如果用筑坝或转开拓时,需验证;开采拥有永冻层的砂矿床,永冻层厚度不超过15m。

不适用于挖掘船开采的技术条件为:坑洼或隆起较发育的底板;喀斯特溶洞很发育的区域;过去地下形成的采空区面积大于2600m²,并存在坑木、钢材、其他材料以及地下构筑物等障碍物。

8.2.2 采用上行开采,可防止工作面被细泥尾砂污染,可以利用

尾矿筑坝以提高水位,有利于尾矿场的布置等,可以提高挖掘船的生产能力;如果矿区内有废弃的矿坑和空洞时,上行开采可避免采池突然漏水而发生拖船事故;因此,挖掘船开采砂矿床,一般采用上行开采。

混合式开采:包括船分别设在矿体两端向储量中心开采的向心开采法;与向心开采法基本相似,但开采中留单幅或多幅矿段为返航时开采的向心返航开采法;多艘船位于矿量中心处相互背离开采的相背开采法;与相背法相似,但开采中留单幅或多幅矿段为返航时开采的相背返航开采法;以及把矿体分为若干小井田开采的分段法等。

8.2.3 基坑开拓,基坑位置可设在矿体内,也可设在矿体附近,前者出基坑不需要挖掘通道。该种开拓方式常用于河漫滩式冲积砂矿床、潜水位深度小于2m的矿床,基坑开拓施工便利、供水容易、投资省,为此挖掘船开采的砂矿床通常采用基坑开拓。

8.2.4 本条第2款基坑挖掘的水深必须满足采、选船安全水位的要求,如果水深不足,会造成船底与基坑底板之间的间隙过小,甚至直接接触而引发事故。

8.2.7 本条规定地表建筑物、构筑物到采池边的距离,是为了保证地表建筑物、构筑物的安全。采池边缘与建筑物、构筑物之间至少保留30m的防护带(类似保安矿柱)。

本条规定设备到采池边的距离,是指剥离、转运、供水、供电等设备到采池边缘的距离不小于5m,是为了防止因采池边帮垮塌而造成事故。

本条规定挖掘船船体离采场边缘应有不小于20m的安全距离,是考虑如果挖掘船船体离采场边缘太近,一旦发生大面积滑坡,易发生埋船伤人事故,或涌浪翻船伤人事故。安全距离的确定要考虑岩层稳定性、水面以上的边坡高度和坡度、最大挖掘深度、最大挖掘半径以及采池水位等因素。这里规定的是安全距离的下限值。

本条规定开采工作面水上边坡高度大于3m,边坡角不应大于矿岩自然安息角,是因为水面以上的矿体边坡高度达到一定值时,如果边坡倾角过大(大于自然安息角),开采过程中可能会发生边坡塌落掩埋采、选船的事故;或滑坡体落入水中形成冲击水浪,造成采、选船倾翻或沉船事故。

8.2.8 目前国内外使用最多的是链斗式挖掘船,其主要原因是:链斗式挖掘船具有较大的挖掘能力,可以挖掘各类土层和部分软岩石。只要土岩中含有的石块小于挖斗容积,对生产的影响就较小,但当石块大于挖斗容积时,将影响挖掘工作;用挖斗挖掘和提升,能开采各种矿物的砂矿床,不致造成重矿物或金属的损失;与其他类型的挖掘船比较,生产费用最低,能耗小;生产可靠性高,受气候条件影响小。

9 地下开采

9.1 矿山生产能力

9.1.1 矿山生产规模确定是矿山设计非常重要的一环,设计计算的生产能力是技术上可能的最大生产能力,矿山的生产能力受矿床勘探类型、勘探程度、开采技术条件和采矿工艺复杂程度、市场需求、资金筹措等因素影响,因此矿山生产建设规模应经多方案技术经济比较后确定。

9.1.2 规划或预可行性研究阶段,地下矿山生产能力可按下式估算:

$$A = 4.88Q^{0.75} \quad (5)$$

式中:A——矿山生产能力(st/年);

Q——设计开采范围内可采储量(st)。

矿块利用系数是考虑了矿岩的开采技术条件、采矿方法和相关作业的难易程度以及技术管理因素在内的综合系数,是指可同时回采的矿块数与可布矿块数之比。

房柱法的利用系数 0.7 是指以盘区为单位计算的,普通浅孔留矿法是指厚度为 1m~2m 以上的薄至中厚矿体,由于无底柱分段崩落法和下向分层胶结充填法要求阶段尽量同步下降、采场机械化程度较高以及矿块都由若干条进路组成,相对独立性较强,因而矿块利用系数较大。

矿体产状规整、矿岩稳固,不致因矿体开采技术条件影响而使采场中途停采,故同时回采矿块可以多。矿块矿量大,采准切割量少,需同时采准占用的矿块数少,则同时回采的矿块数相对多。阶段上矿块总数少,则矿块间干扰制约少,矿块利用系数可以取大值。矿体分散,矿块间通风、运输干扰少,同时回采矿块数量可多;

单阶段回采,不受下阶段的干扰,矿块利用系数可取大值。

9.1.3 本条表 9.1.3 内矿块生产能力的数据在原规范基础上作了较大幅度的提高,主要是根据近年来国内矿山装备水平的提高及用工制度的改变,结合矿体厚度和国内实际生产指标综合考虑确定的,由于影响矿块生产能力的因素多,使用时应根据采场构成要素、凿岩方式、装备水平等,结合回采作业循环计算,再予以取值。

9.1.4 本条第 2 款,年下降速度也可按开采范围内矿体分布的垂高与由本规范式(9.1.2)计算得出的生产能力对应的服务年限之比计算。

9.2 开采岩移范围和地面建筑物、构筑物保护

9.2.2 本条第 2 款分期圈定岩石移动范围的目的,是考虑当分期开采矿山前、后期间隔时间长,将为前期服务的建筑物、构筑物布置在后期岩石移动范围外经济上不合理时,可考虑将其布置在后期岩石移动范围内。

9.3 矿床开拓

9.3.1 本条对开拓井巷位置及井口工业场地布置进行了规定。

1 强调了竖井、斜井、平硐施工图设计前应有工程地质检查孔,是为了确保开拓井巷的施工顺利,避免造成投资损失。一般情况下,竖井可在井筒范围内布置一个检查钻孔;水文地质条件复杂或采用冻结法施工的井筒,检查钻孔不宜布置在井筒范围内,钻孔的位置和数量应依据具体条件而定,钻孔与井筒中心之间的距离不得超过 25m;两条竖井相距不大于 50m 时,可在两井筒中间打工程钻孔;在任何情况下,检查钻孔不应布置在井底车场巷道的上方;当地质条件复杂时,检查孔的数目和布置应根据具体条件确定。

斜井、平硐检查钻孔应沿斜井轴线方向布置,其数量不应少于

三个,井口、井筒中部、井底均应有检查钻孔;距离不大于50m的两条平行斜井,钻孔应布置在两斜井中间的平行线上;当只有一条斜井时,钻孔应布置在距斜井中心线10m~25m范围内的平行线上。

2 本款为强制性条款。竖井、斜井、平硐等井口和工业场地地面标高,在矿山设计时应充分论证,在矿山建设时应严格按照设计要求进行施工,确保其真正满足防水要求。特别是对于地势低平的矿区,井口标高对矿山防水是至关重要的。对于山区,井位的选择应避开洪水通道。特别是当洪水通道比较狭窄时,矿山工程建设可能会使天然水流条件出现很大变化,此时应根据当地历史最高洪水位和设计的洪峰流量,针对改变后的洪水通道的水流条件,分析今后相应的洪水位,并据此确定合适的井口标高。

3 本款为强制性条款。每个矿井应至少有两个独立的直达地面的安全出口,是为了确保在井下发生重大事故时,井下作业人员能安全撤出。“独立的直达地面的”是指两个出口与井下作业场所构成回路,彼此不需要借助对方与地面和井下作业场所相通。装有两部在动力上互不依赖的罐笼设备,且提升机均为双回路供电的竖井,可作为安全出口而不必设梯子间。罐笼井、箕斗井和风井的梯子间及平硐、斜井、斜坡道等都可以作为矿井安全出口。

规定两个安全出口的距离,主要是考虑如果两个安全出口太近,若其中一个出口发生火灾、塌陷等事故,往往会危及另一出口的安全。大型矿井,矿床地质条件复杂,走向长度一翼超过1000m时,为了防止运输巷道发生火灾及大面积坍塌而使端部的人员不能撤出,应在端部增设安全出口,同时也可保证通风质量。

4 距进风井的井口一定距离的范围内,不得有诸如锅炉、烧结用的煤气发生炉和冶炼炉等产生有毒有害气体或粉尘的炉窑,也不得有废石场、废渣场、煤场、精矿粉堆场等,以及制硫酸用的或其他化工装置,以免污染进入矿井的空气。设计时,要对矿井的进风、排风系统作统筹安排,污风不得串联,并且污风不得污染矿区

环境。一般应将排风井口布置在距工业场地较远的下风侧,否则要采取适当的除尘措施。

5 本款进一步强调井口和工业场地的选择必须安全可靠。应有稳定的工程地质条件,不受可预计的自然和地质灾害的威胁,并应避免法律规定的文物古迹和风景区。

9.3.2 本条第3款,双轨运输平硐的跨度大,当通过的岩层不稳定时,其掘进和支护条件较差,支护要求高;掘进两条并行单轨巷道,施工的通风条件和支护要求大为改善,对施工质量和速度亦为有利,工程造价不相上下,故制定本款规定。“无其他条件制约”,主要是指有的矿山在平硐建成后,必须通过不能拆卸的大件(如罐笼、破碎机等设备器材),则仍应采用双轨巷道。

9.3.3 本条对斜井开拓进行了规定。

1 埋藏深度小于300m的缓倾斜或倾斜中厚以上矿体和埋藏深度小于200m的急倾斜矿体,在提升量和垂直提升深度相同的情况下,斜井的设备投资及建安费用与竖井相比,通常斜井占有优势或不相上下,如斜井用于缓倾斜矿体,其井筒和石门的开凿工程量将比竖井省,因而适用于斜井开拓;急倾斜矿体采用侧翼开拓,斜井石门工程量亦可减少,故也可采用斜井开拓。

2 脉外底盘沿倾向斜井顶板与矿体的垂直距离应大于15m,主要是考虑下列因素:一是为了便于斜井与车场巷道衔接,斜井甩车道平曲线半径一般为15m左右;二是斜井上部留设15m以上的岩柱,可不留斜井矿柱;三是为矿体底板的起伏变化留有余地。

4 本款为强制性条款。斜井下部的车场设置躲避硐室,是为了防止上部车场误操作时,或者提升钢丝绳断绳时发生跑车事故,对下部车场工作人员的生命安全造成威胁。一旦发生这样的事,下部车场的人员可以到硐室内躲避。

5 运输斜井是井下运输的大动脉,车辆运行频繁,为了保证运输过程中行人的安全,斜井的一侧应设专门的人行道,使人员和车辆各行其道、互不干扰。

人行道的有效宽度和有效净高的规定是根据我国人体尺寸统计标准,并考虑穿棉衣、戴安全帽的情况而确定的。运输斜井在施工和设备选型时,应严格按照设计要求进行,做到巷道修帮规整,保证施工质量,且不得随意改换矿车型号,以确保人行道的尺寸。

行人在斜井中行走时易发生因滑倒、摔倒甚至滚落致伤的事故,且随着斜井坡度的增加,人员行走越来越困难,发生事故的可能性越来越大,因此,根据斜井的坡度情况应分别设置踏步、扶手和梯子,以方便人员行走,保证行人安全。

6 本款是关于斜井中,运输设备之间以及运输设备与支护之间最小间隙的规定。

最小间隙即安全间隙,是指巷道内运行的最大断面设备的最突出部位与巷道或巷道内的固定设施之间的最小距离。存在围岩变形的矿山,安全间隙宜适当加大。

对设备之间及设备与支护之间的间隙作出规定,是确保运输设备的安全运行,防止设备在运行过程中刮蹭巷道(或其支护体)和巷道内的管缆等设施或两辆(列)设备之间发生刮蹭。

9.3.4 本条对斜坡道开拓进行了规定。

1 本款为斜坡道开拓的适用条件。“开拓深度小于300m”,是综合国内外使用无轨斜坡道开拓的矿山,其开拓深度大都小于300m而确定的。

2 斜坡道的坡度需要根据所采用的运输设备的爬坡能力、斜坡道的用途、运输量、路面质量等因素综合确定。根据国外矿山实践生产经验,柴油卡车运输矿石、废石,斜坡道坡度以12%以下为宜,电动卡车(如瑞典基律纳铁矿35t、50t电动卡车)斜坡道坡度以15%以下为宜;运输人员、材料的辅助斜坡道坡度以17%以下为宜。国内采用无轨斜坡道开拓的矿山,用于运输矿石的斜坡道坡度一般在10%左右,用于运输设备、材料的辅助斜坡道坡度一般在15%左右,考虑到技术进步,用于运输矿石的斜坡道坡度在原有基础上提高了2%。由于弯道视距较短,且受离心力的影响,

斜坡道弯道的坡度应适当降低,以保证行车安全。

3 斜坡道长度每隔 300m~400m,设坡度不大于 3%、长度不小于 20m 的缓坡段,是为了避免运输车辆在坡道上行驶,会加速车辆制动系统的磨损,可能导致制动系统失灵,出现飞车等重大事故;另一方面是为了便于错车,保证在缓坡段安全会车。缓坡段设置间隔要根据斜坡道的坡度和运输繁忙程度确定,如果斜坡道的坡度较陡,运输较繁忙,则两缓坡段的间隔距离取小值,反之则取大值。

4 根据国内外的生产实践,大型无轨设备通行的斜坡道转弯半径一般均大于 20m,大型无轨设备通行的阶段间斜坡道或盘区斜坡道的转弯半径一般均大于 15m;采用中小型设备通行的斜坡道转弯半径一般均大于 10m;曲线段外侧抬高,是为了方便车辆的运行;在变坡点部位,采用平滑竖曲线作为变坡点连接曲线,是为了减少车辆的颠簸。

5 斜坡道在不设人行道时就应设躲避硐室,以保证在无轨设备通行时行人的安全,行人可就近在躲避硐室躲避。躲避硐室的高度应满足一般人的高度。

6 最小间隙即安全间隙,是指巷道内运行的最大断面设备的最突出部位与巷道或巷道内的固定设施之间的最小距离。存在围岩变形的矿山,安全间隙宜适当加大。

9.3.5 本条对竖井开拓进行了规定。

1 通常开拓深度小于 300m 的小型矿山,由于斜井的提升能力可满足产量要求,斜井施工较容易,井架等建筑物、构筑物较简单,采用斜井开拓较为合理。但对开拓深度大于 300m 的大中型矿山,竖井提升可靠性大、经营费低,一般采用竖井开拓。

2 有条件时,提升矿石的箕斗井应尽量靠近选矿厂,使箕斗卸载设施与选矿厂原矿仓相连,可以使矿石直接卸入原矿仓内,省去矿石地面转运的环节和设施。

3 对于井深大于 600m、服务年限长的大型矿山,为了减少基

建投资、缩短基建时间,竖井可采用分期开凿。竖井一次开凿深度的生产服务年限不宜小于12年,主要是考虑竖井延深是一项复杂费时、影响生产的工程,因此竖井一次掘进深度的服务年限不宜过短。

9.3.6 本条对矿床开拓方案的选择进行了规定。

1 开拓方案的选择,通常采用初选及详细技术经济论证两个步骤。在全面了解分析设计基础资料和对矿床开拓有关的问题进行深入调查研究的基础上,充分考虑矿床开拓系统的影响因素,提出在技术上可行的若干方案,在方案初选中,既不要遗漏技术上可行的方案,又不必将有明显缺陷的方案列入比较。对各个方案拟订出开拓运输系统、通风系统,确定主要开拓巷道类型、位置和断面尺寸,绘出开拓方案草图,从其中选出3个~5个可能列入分析比较的开拓方案。

对初选出的开拓方案,进行技术、经济、建设时间等方面的初步分析比较,剔除无突出优点和难于实现的开拓方案,从中选出2个~3个在技术经济上难于区分的开拓方案,进行详细的技术经济计算,综合分析评价,从中选出最优的开拓方案。

2 对于矿区面积大或矿体走向很长,可以分成若干个地段进行开采,每个地段可构成一个开采区,每个开采区可形成独立的开拓系统的矿床,可采用分区开拓。

9.3.8 本条对水平运输巷道设计进行了规定。

3 水平运输巷道设人行道是为了保证运输过程中行人的安全,使人员和车辆各行其道、互不干扰。

人行道的有效宽度和有效净高的规定是根据我国人体尺寸统计标准,并考虑穿棉衣、戴安全帽的情况及车辆运行特性而确定的。运输巷道在施工和设备选型时,应严格按照设计要求进行,做到巷道修帮规整,保证施工质量,且不得随意改换矿车型号,以确保人行道的尺寸。

4 本款是关于水平运输巷道中,运输设备之间以及运输设备

与支护之间最小间隙的规定。

对设备之间及设备与支护之间的间隙作出规定,是确保运输设备的安全运行,防止设备在运行过程中刮蹭巷道(或其支护体)和巷道内的管缆等设施或两辆(列)设备之间发生刮蹭。

9.3.9 本条对主溜井设计进行了规定。

1 主溜井是矿山生产的咽喉工程,放矿时矿石对井壁磨损和冲击大,易造成溜井井壁的破坏,且溜井一旦发生堵塞,处理时间较长,为了保证矿山生产的稳定,本款规定主溜井通过的岩层工程地质、水文地质条件复杂或年通过量 1000kt 以上的矿山,主溜井数量不宜少于两条。

2 主溜井如采用斜溜井,底板易磨成坑洼不平,易造成堵矿和溜井破损,其次是斜溜井施工难度大,因此主溜井应优先采用垂直式。溜井垂高越大,矿石对井壁的冲击破坏性越大,且溜井一旦发生堵塞,处理困难,根据国内外矿山的实际使用经验,主溜井高度一般在 200m 左右,且该高度已可满足 3 个~4 个阶段的集矿需要,同时考虑到施工方便,因此本款规定主溜井单段垂高不宜大于 200m。

3 本款为强制性条款。主溜井装矿硐室应设安全通道,是根据矿山实际生产中溜井跑矿安全事故教训中总结出来的经验。有安全通道后,操作人员在溜井跑矿时可及时安全撤退,避免伤亡。

5 含泥多、粘结性大的矿石不宜采用主溜井放矿,因为粘结性大的矿石用溜井放矿,矿石易结块堵塞,经常放不出矿,矿石含水,易跑矿,造成安全事故,故不宜用溜井放矿。

9.4 空场采矿法

9.4.1 本条第 4 款,采用空场采矿法的矿山,支撑顶板的矿柱一般不予回收。对于空区体积不大,离主要生产区较远,空区下部不再进行回采作业的采空区,一般采用砌筑一定厚度的隔墙进行封闭处理。隔离采空区必须是上覆岩层允许崩落,否则不能采用。

上覆岩层或地表允许崩落的大型采空区一般采用崩落法处理。崩落围岩处理采空区的目的是使围岩中的应变能得到释放,减小应力集中程度。用崩落岩石充填采空区,在生产区域上部形成岩石保护垫层,以防上部围岩突然大量冒落时,冲击气浪和机械冲击对采准巷道、采掘设备和人员造成危害。

上覆岩层或地表不允许崩落的大型采空区一般采用充填法处理采空区,是在矿房回采之后,用废石、尾砂等充填,若回采矿柱,则采用胶结充填,可有效控制采场地压,减缓岩层移动和地表下沉,为回采矿柱创造安全条件,提高矿石的回采率。

9.4.2 本条对全面采矿法进行了规定。

1 全面法开采工作面一般采用沿走向或逆倾斜推进,打平行矿体倾角的炮孔和靠矿体顶板部分打小倾角的上向炮孔,在矿体厚度小于3m时,可使用普通凿岩设备。当超过3m以上时,普通凿岩设备难以适应,凿岩及顶板松石处理困难,所以矿体厚度大于3m以上时,一般均采用分层或阶梯回采,分层回采通常采用正台阶分层开采。当矿岩稳固时,可采用倒台阶分层开采,上、下分层超前距离宜为3.0m~4.5m。

2 采场内所留矿柱尺寸的大小,主要是考虑矿柱所承载的负荷大小、保持矿柱稳定性的长细比以及生产施工时的超挖、爆破对矿柱的损坏,根据生产实践经验,一般需留3m直径的矿柱,方形矿柱不宜小于2m×2m。

3 矿体厚度小于最小可采厚度时,即小于采场回采空间最低垂直高度1.8m时,为满足回采空间垂直高度不低于1.8m和维护顶板的完整性不受破坏,一般采用破底板的方法来保证回采空间的最低垂直高度。若切割巷道高度超过采幅,则必须破坏顶板岩石才能保证切割巷道的高度,故规定切割巷道高度不应超过设计采幅的顶板。

9.4.3 本条对留矿全面采矿法进行了规定。

1 通常小于30°的矿体可用全面法,大于50°的可用留矿法,

留矿全面法是既留矿又耙矿,兼有留矿法和全面法的特点,故其适用倾角介于两种方法之间。当矿体厚度大于 8m 时,用浅孔留矿其回采周期较长,工人在较大的暴露面下长期工作,安全性差,平场工作量大,不如用中深孔崩矿的方法安全。

2~4 矿体倾角与工作面推进方式的关系,主要是考虑采场耙矿和凿岩作业的安全性。当矿体倾角小于矿石自然安息角时,耙矿时矿石在斜面上滚落速度可以控制,作业安全。当矿体倾角超过矿石自然安息角,采用倾斜工作面耙矿,其作业安全性将受到威胁,故不应采用倾斜工作面和扇形工作面推进,而应采用水平工作面推进。

9.4.4 本条对房柱采矿法进行了规定。

1 房柱采矿法可分为整层回采和分层回采;国内在采用气腿式凿岩机和电耙出矿的条件下,整层回采的高度限制在 3m~4m 以内;浅孔分层回采,一般采用顶层超前,并用锚杆或锚网支护顶板,工人在较安全的顶板下作业,也有采用底层超前,在矿堆上进行上层凿岩的矿山,除非矿岩十分稳固,否则不宜采用,分层回采一般采用两层回采,故浅孔房柱采矿法适用于开采矿体厚度小于 8m 的缓倾斜矿体。

2 矿体厚度为 8m~10m 时,应采用预控顶的方法进行回采,根据国内矿山生产经验,当矿体厚度超过 8m 时,工人在作业时很难清楚地观察到顶板的变化情况,故安全得不到保证。因此,矿体厚度超过 8m 时,一般采用预切顶,事先维护处理好顶板后,再进行回采。

3 随着采矿设备的进步,为提高采场生产能力和劳动生产率,目前房柱采矿法采用全无轨配套设备采矿的矿山逐步增多,国外采用凿岩台车、撬毛台车、锚杆台车、LHD 和自卸汽车的条件下,房柱采矿法的采场生产能力可达 1000t/d,因此在条件允许的矿山,宜采用液压凿岩台车及配套设备采矿。

4 盘区内同时回采采场数目的多少,主要决定于通风条件和

各回采工作面的超前距离。根据通风要求,在一个盘区内两个采场同时回采时,为简单的并联风网,风量分配容易,风流稳定。三个采场同时回采,则构成简单的角联风网,位于中间的采场,风量小,风流稳定性差,一般可用局扇来调节风量和稳定风流。而四个以上采场同时回采时,则构成复杂的角联风网,位于回风侧的采场,风量很小,甚至无风,风流稳定性极差,所以从通风角度来要求,一般应尽量避免四个以上采场同时进行回采。另外,根据各采场回采工作面超前距离应为 10m~15m 的要求,一般只能满足布置 3 个采场同时回采的超前距离。若同时回采采场超过 3 个,则不能保证各采场工作面的超前距离,各采场作业会相互干扰,影响生产和安全,因此本款规定一个盘区内同时回采的采场不应超过 3 个。

9.4.5 本条对浅孔留矿采矿法进行了规定。

2 回采工作面采用梯段布置的主要目的是增加爆破工作面和作业面,即在放矿影响区域外的采场一端进行平场、凿岩等作业,在另一端进行放矿作业。梯段工作面长度决定于落矿方式。上向炮孔落矿的梯段长度,决定于同时作业的凿岩机一个班能完成多少炮孔,梯段长度一般为 10m~15m;水平炮孔落矿梯段长度 2m~4m,是由凿岩机的凿岩深度决定的。

3 本款规定根据国内钨矿生产实践经验确定。在相邻矿脉夹层厚度大于 3m 时,严格控制采幅,采用小直径炮孔,控制炮孔的倾角方向和深度,以及一次爆破的炮孔数及装药量,一般不会破坏夹层的稳定性,但为安全起见,避免回采操作过程中因某些方面的疏忽而破坏夹层。故规定夹层厚度超过 4m 时,可实行分采。

4 本款是关于下盘采场宜超前上盘采场的问题。急倾斜相邻平行薄矿脉同时上采时,保持采场间岩石夹层的稳定是保证安全上采的关键。当夹层两侧采场用留矿法上采时,对夹层稳定性的最大威胁是两侧采场的爆破冲击振动。当夹层局部稳定性较差时,则爆破对夹层的稳定性威胁就较大。当夹层在同一处受上、下

盘两侧采场爆破的扰动,尤其是当滞后采场第二次爆破扰动时,该局部夹层就可能出现失稳垮落,夹层的重力作用偏向下盘,如果二次爆破扰动发生在下盘滞后采场,垮落的夹层必然滑向下盘采场,因此,应使下盘采场超前,使第二次爆破扰动发生在上盘滞后采场。

9.4.6 本条对极薄矿脉留矿采矿法进行了规定。

1 根据国内极薄矿脉留矿采矿法的生产实践,最小的作业空间宽度为0.9m,小于此宽度,回采作业不方便,故规定最小采幅为0.9m,实际生产中,往往会有一些炮孔偏斜和爆破控制不严等因素,故允许采幅宽度有一定的波动范围,在正常情况下,一般不会超过1.1m。

4 两脉间距小于1.5m时,不能直接转折到平行脉或以小于 55° 的角度从原采场逐步过渡到平行脉,因堵塞会使矿石放不下来,故过渡到平行脉的角度应大于 55° ,最好应不小于 60° 。当矿脉间距大于1.5m,小于3.0m时,为减少废石采掘量,一般不采用从原采场逐步过渡到平行脉的方法,而是从原采场的工作面开掘倾角 60° 左右的漏斗与平行脉连通后,重新做切割向上回采。当间距大于3.0m时,若仍采用开掘斜漏斗与平行脉连通的方法,则不仅斜漏斗掘进量大,且几乎全部在围岩中掘进,在技术经济上不合理。另外,斜漏斗长度较大,有可能产生堵塞,影响放矿,故当矿脉间距大于3.0m时,宜另开盲阶段单独回采,在技术经济上都是合理的。

9.4.7 本条第3款,爆力运矿借助炸药爆破时的能量,定向把矿石抛离矿体一段距离,并借助动能和位能使崩落矿石由高处向下滑行、滚动至每分段下部的集矿巷道或漏斗。如先采下分段形成采空区后,再采上分段,爆破时则会有部分矿石滚入下部分段的空区内而损失掉,故分段回采,应先采上分段,后采下分段。

9.4.8 本条对分段空场采矿法进行了规定。

1 分段空场采矿法一般用于矿岩稳固的矿体,当矿岩稳固,

顶板允许暴露面积为 500m^2 ；当矿岩很稳固，顶板允许暴露面积为 800m^2 。为控制矿房顶板暴露面积，保证生产安全，对于厚度大于 50m 的矿体，采用分段空场采矿法开采，在矿房间宜留纵向矿柱。

3 分段高度主要决定于所采用的凿岩设备性能，中深孔和深孔凿岩设备的打眼深度超过一定的深度后，其凿岩效率急剧降低，故规定应根据凿岩设备的凿岩深度、矿体倾角等因素综合确定。

4 本款为强制性条款。本款规定的目的是使矿柱与顶、底板围岩形成稳定的板框形结构，保证矿柱切实起到支撑作用，避免上分段的间柱立在下分段矿房的顶柱之上，压垮顶柱，同时这种布置方式也有利于矿柱的回收。

5 本款为强制性条款。为了保证顶柱的稳定性，除作为回采、运输、充填和通风的巷道外，不得在采场顶柱内开掘其他巷道。

9.4.9 本条对阶段空场采矿法进行了规定。

3 水平深孔落矿所需的补偿空间较垂直分条深孔落矿大，其理由是水平落矿有矿石自身重力的作用，爆破后的块度一般比垂直崩矿的块度大，尤其当矿石具有水平节理时更甚，需要充分的补偿空间，使矿石能充分破碎松散。另外，水平矿石垫层的可压缩性比垂直分条爆堆小，因此应加大补偿空间。

4 采场垂直走向布置时，应由上盘向下盘推进，其优点是工作人员可以在底盘一侧作业，作业场所属岩石移动区下盘一侧，安全性较好，且矿山开拓采准巷道一般都设于下盘，联系出入都较方便，其次是可提前回采出矿，无论是水平崩矿或垂直崩矿，都可按正常顺序，先采上盘下部的三角矿体，因此应自上盘向下盘推进。

9.5 充填采矿法

9.5.1 充填采矿法随回采工作面的推进，采空区用充填料充填，充填的作用除用来防止由采矿引起的岩层大幅度移动、地表沉降外，在充分回收矿产资源特别是高品位矿石、保护生态和环境以及矿业可持续发展方面日益显示出其重要的作用，对深井开采和极

复杂矿床开采也具有重要的意义,随着国家对环境和生态保护的日益重视,充填采矿法的比重呈不断增长的趋势。

1 充填采矿法主要适用于下列矿床:矿体的上、下盘围岩不稳固或者矿石、围岩都很破碎的矿床;矿体形态很不规则,厚度、倾角变化大,分枝复合现象严重,含夹石多的矿床;地表有河流、湖泊、农田、铁路和建筑物、构筑物等需保护的矿床;开采有内因火灾或有放射性危害的矿床;若贫矿在上部,富矿在下部,需优先开采富矿的矿床;矿石品位高的富矿,稀有、贵金属矿床;矿体垂深很大,需在垂直方向上分数区段同时开采的矿床;因某种原因,需由下而上回采推进的矿床。

3 采用上向充填法时,阶段回采顺序通常采用自下而上回采,主要目的是为了加大阶段高度,减少顶、底柱的比例,提高矿石回采率,有利于采用掘进废石充填采空区,减少废石出窿量。

4 本款规定的开采顺序主要是考虑下盘矿脉采场顶板的稳定。如先采上盘采场,充填后再采下盘采场,下盘采场是在顶板已受扰动的条件下,再加上充填料的重载,其顶板稳定条件较差,维护时也较困难,特别是当顶板岩层不够稳固时,对安全作业更不利。因此,缓倾斜相邻矿脉应先采下盘矿脉。

9.5.2 本条对上向水平分层充填采矿法进行了规定。

1 上向充填法适用矿岩中等以上稳固条件,是实践总结出来的经验,因为该采矿方法的作业工人是在顶板矿岩暴露面下完成各项作业的,如矿岩不稳固,则往往出现顶板冒落、伤人停产等事故。

当矿石不稳固,采场顶板允许暴露面积小,采用上向进路充填可减少顶板的跨度,提高回采作业的安全性。

2、3 点柱充填宜用于矿石价值中等以下,矿体厚度大,可单步骤回采的倾斜以下矿体,点柱的直径应根据矿山具体经验,结合岩石力学试算和矿石回采率的要求等确定,点柱总面积一般不超过采场总面积的10%。

4 房与柱的配合布置方式主要是从地压管理的角度出发,根据国内外生产矿山的实践经验中总结出来的。

5 采场控顶高度不宜大于 4.5m,是指操作人员站在采场,用撬棍处理顶板松石和观察检查维护顶板的最大高度,当超过这一高度时,检查、维护将很困难。采场配有撬毛台车或服务台车时,控顶高度可达 6m~8m。

8 上向胶结充填体强度的要求是从实践中总结出来的。采用胶结充填法的目的主要是充填采空区、最大限度地减少周围岩体的变形位移和保护资源、减少空区周边矿体开采时的损失。充填体的强度需要满足相邻矿体开采时,充填体能保持自稳,经受爆破震动波和冲击波的影响。

10 上向水平分层充填采矿法矿山普遍采用充填面上铺垫层,目的是为了减少采场出矿的贫化与损失。

11 脉内顺路溜井宜设置两个,因只有一个溜井,当矿石崩下将溜井口盖没后,井口周围的矿石无法出矿,尤其是采用前端装载的铲运机和装运机时,更是无法卸矿。除非以溜井为界分区崩矿,但加大了采场管理难度。

9.5.3 本条第 2 款,回采进路的规格应根据矿体厚度和所选用的设备确定,一般情况下,用电耙出矿时,回采进路的规格宽宜为 3m~4m,高为 2m~4m;铲运机出矿时,宽宜为 4m~5m,高为 3m~5m。

9.5.4 本条第 3 款,开采急倾斜矿体时,采场崩矿前铺设垫板是为了减少矿石损失、贫化。垫板可采用木板、铁板、胶带、水泥砂浆或混凝土。

9.5.5 本条对嗣后充填采矿法进行了规定。

1 嗣后充填采矿法是采用空场法回采后对采空区进行嗣后充填处理,实际上就是空场采矿法与充填采矿法的联合开采。空场法回采后留有较大的采空区,存在冒落的隐患,对采空区进行嗣后充填,利用充填体对矿岩的支撑作用可最大限度地保证矿山生

产安全,同时有利于回收矿柱和减少贫化损失。采用嗣后充填将废石、尾砂回填至采空区中,可减少矿山开采产生的废石、尾砂对地面环境的影响,是今后地下采矿的发展趋势。

2 嗣后充填一次充填量大,为了缩短采空区的暴露时间,因此规定嗣后充填应采用高效率的充填方式。充填体应具有足够的强度和自立高度,是为了相邻采场回采过程中不因充填体的塌落造成损失贫化,保证回采过程的安全。

4 根据空场采矿法回采工艺的不同,嗣后充填可分为胶结充填和非胶结充填,一般情况下,应尽量采用非胶结充填,以降低充填作业成本。当矿柱需要回收时,采用非胶结充填,矿房充填体会垮落,因此规定当矿柱不需要回收作为永久损失时,采空区宜采用非胶结充填。

9.6 崩落采矿法

9.6.1 本条对崩落采矿法进行了规定。

1 采用崩落法,要求矿体上部无水体、流砂,矿石无自燃性和结块性,主要是从安全角度提出的。当矿体上部有水体或流砂,则大量流水将灌入井下,恶化井下作业环境;流砂则会随水涌入井下造成安全事故。国内外矿山都曾发生过地表尾砂或表土经塌落区突然涌入井下作业区的重大事故。当矿石和覆盖岩层有自燃性,因崩落法的井下工作面与地表塌落区是相通的,井下空气可以通过塌落区孔隙向矿岩供氧,从而助长了自燃。矿石有结块性,则矿石不能形成放矿椭球体,覆盖岩也不能顺利崩落,恶化了放矿和崩落顶板的条件。

2 崩落法会造成地表土岩移动塌落,在陡坡山体地形下采矿时,应有防止塌方、滑坡、滚石等措施。对地表覆土层厚且雨量充沛的地区,因崩落土层和雨水汇成泥浆涌入井下,会造成重大安全事故。

3 阶段运输平巷除用作本阶段开采使用外,还用于下阶段开

采期间内作回风和安全出口等使用;用作回风和安全出口的天井、平巷等盘区开采的采准工程,在其开采使用期间内不能因开采而破坏,因此本款规定上述井巷工程应按开采岩石移动角圈定岩石移动界线及Ⅲ级建筑物、构筑物保护等级设计布置。

9.6.2 本条对壁式崩落采矿法进行了规定。

2 当开采多层矿体时,上层矿的回采应超前于下层矿,待上层矿采空区地压稳定后,才能回采下一层矿。

3 布置在脉外的阶段运输平巷,一般位于底柱靠近空区部位的正下方,而该处正是采场采空后形成的压力拱基处,地压较大。当矿石和底盘岩石不够稳固时,阶段运输巷道设在此处往往会发生片帮、冒落、支护压塌等地压现象,因此,应使阶段运输平巷避开底柱的压力拱正下方部位。

4 相邻两个阶段同时回采时,上阶段的回采应超前下阶段,其超前距离主要是根据地压管理和通风要求来确定的,若超前距离小,则有可能产生上阶段顶板未充分冒落,顶板压力未释放出来时,即回采下阶段,会增加下阶段回采的难度;上阶段超前距过小,下阶段回采工作面污风可能与上阶段进风串联,恶化回采工作面的作业环境。根据生产实践经验,上阶段回采工作面超前一个工作面斜长的距离,且不小于 20m 时,上阶段顶板可充分冒落。

7 随着壁式工作面的推进,顶板暴露面积逐渐增大,顶板压力也随之增大,如不及时处理,可能出现支柱被压坏,甚至引起采空区全部冒落,被迫停产。因此应根据矿岩稳固性、支柱类型等试验确定悬顶、控顶、放顶距离。控顶距一般为 2 排~3 排的支柱距离;放顶距变化范围较大,为 1 排~5 排的支柱间距。

8 放顶前,要确保人员有安全出口,在放顶区与控顶区之间架设密集支架,密集支架每隔 3m~5m 要有一个安全出口,以备顶板压力过大压坏支架时人员逃离冒顶区。

一般情况下,放顶区撤柱后,顶板会自然冒落。如不能及时自然冒落,则应预先在切顶密集支柱外 0.5m 处,逆推进方向打一排

倾角约 60° 的炮孔,强制崩落顶板。

一般顶板的稳定性跟暴露面积和时间有关。离工作面越远,其地压越大。对倾斜方向,下部压力比上部大,因此放顶撤柱工作的顺序,应沿倾斜方向自下而上,沿走向自远而近(对工作面)。倾角小于 10° 的矿体,倾斜方向压力分布基本平衡,其撤柱顺序可不限,但要由远而近进行。如果顶板条件很坏、地压很大或其他原因,不能回收支柱或不能全部回收时,应将支柱崩倒。

9 根据国内外生产经验,当直接顶板厚度等于或超过矿体厚度 6 倍~8 倍时,才能较好地实现崩落法的顶板管理。否则地压显著增大,顶板管理复杂,其原因是直接顶板厚度小于矿体厚度 6 倍~8 倍时,崩落的直接顶板岩石经压实沉降后,不能密实充填空区,可能使老顶脱层,产生悬空现象,老顶的压力拱的拱基位于工作面上,使工作面地压显著增大,造成顶板管理困难。为防止此种情况产生,需要采取一些相应控制地压和顶板管理的措施,如将老顶崩落等措施。

9.6.3 本条对分层崩落采矿法进行了规定。

2 采用分层崩落法回采,作业人员要在人工假顶的保护下进行作业。人工假顶主要用木材,因此假顶下面的作业场所不可能很大,否则将会破坏人工假顶。分层高度和宽度主要根据地压大小和采场支护方法确定。当地压很大时,进路宽度可取 $2\text{m} \sim 2.5\text{m}$,分层高度取 3m 左右;当条件较好,采用 3m 宽的回采巷道时,分层高度可采用 3.5m 。

3 采场上、下相邻的分层平巷或横巷如重叠布置,则上分层坑道和下分层坑道相互连通,形成一个堑沟,在安全上是不允许的,所以上、下分层坑道应错开布置,错开布置的岩壁厚度应考虑掘进下层坑道不破坏上层坑道的稳定。根据生产实践经验,岩壁厚度小于 2.5m 时,一般不能保证上分层坑道的稳定,故规定岩壁厚度不得小于 2.5m 。

采场上、下进路如不在一个垂直面上,则上分层进路铺设的假

顶地梁不能正好落在下分层进路上,下分层进路支护假顶很困难,严重的会发生穿顶现象,因此规定上、下分层进路应对应。

4 当在几个分层上同时进行回采时,为了避免破坏假顶的连续性,邻接矿块的回采分层高差不宜超过两个分层高度。在水平方向上,上分层回采工作超前下分层的距离,根据假顶及覆盖岩层正常下降的要求确定,一般不得小于 15m。

5 本款规定回采应从矿块一侧向天井方向推进,是为了避免形成通风不良的独头工作面。

6 为防止覆岩崩落对分层假顶的冲击破坏和第二分层放顶时产生空顶现象,根据生产实践经验,当第一分层的岩石垫层厚度小于分层高度的 1 倍~2 倍时,则开采第二分层放顶时可能会产生空顶,故规定第一分层上部应形成厚度不小于 4m 的岩石垫层。若上覆岩石不能随回采逐步崩落时,则必须强制崩落覆岩,形成 20m 以上缓冲垫层厚度,当覆岩产生悬顶突然崩落时,如有 20m 以上缓冲垫层,则完全可以消除崩落岩石冲击破坏对回采工作面的安全危害。

7 放顶时,不得用砍伐撤出支柱,一般用炸药毁掉立柱,使上分层的垫板及其上面的假顶落下,假顶上面的崩落岩石也随之下移,充填采空区。木立柱有时可撤出一部分,金属立柱则用撤柱绞车拉出。

在崩落假顶及顶板降落产生空洞时,假顶上岩石下降也会影响到相邻进路假顶的稳定性,此时不应在相邻进路内作业,要等待顶板稳定后,或空洞处理完毕后,才能进入相邻进路作业。

9.6.4 本条第 3 款,采用垂直分条中深孔小补偿空间挤压落矿,是有底柱分段崩落法广泛使用的方案,它与水平深孔落矿方案比较,具有施工方便,工程量小,维护容易,改善爆破和落矿质量,大块率少的优点,从而提高了生产能力。采用小补偿空间挤压爆破,其补偿空间是在矿体中开凿切割槽形成的,常用的补偿空间系数为 15%~20%,过大,会增加采准工程量,而且还可能降低挤压爆

破效果,过小,容易出现过挤,甚至出现悬拱。

9.6.5 本条对无底柱分段崩落法进行了规定。

3 随着凿岩、出矿设备的不断改进,无底柱分段崩落法矿块结构参数(分段高度、进路间距、巷道宽度等尺寸)增大,减少了掘进工程量,大大降低了掘采比和采矿成本,根据国内外生产实践经验,一般情况下,分段高度为10m~15m,进路间距为10m~20m。根据端部放矿理论分析,放出体不是一个完整的椭球体,而是一个不完整的前倾扁椭球体或半个旋转的椭球体,正面放出体厚度是短半轴的半径。按照分段高度10m~12m计算,在一般放矿条件下,短半轴为4m~6m,除去放出体的正面损失部分,实际放出体的厚度为2m~3m,因此规定崩矿步距不应大于3m。

扇形炮孔边角的大小是根据挤压爆破条件下的两侧矿石最小流动角来确定的。据生产矿山实际观测资料,流动性较好的矿石,侧面夹角为 60° 左右,流动性较差的矿石,一般均在 70° 左右,故扇形炮孔的边孔角应为 $60^{\circ}\sim 70^{\circ}$,矿石流动性好的取小值,反之取大值。

4 为了形成崩落法正常回采条件和防止围岩大量崩落造成安全事故,需要在崩落矿石上覆以岩石层。岩石层厚度要满足两点要求,一是放矿后岩石能够埋没分段矿石,否则形不成挤压爆破条件,崩下的矿石将有一部分落在岩石层之上,造成重大矿石损失贫化;二是一旦大量围岩突然冒落时,能起到缓冲作用,以保证安全。根据这两点要求,一般覆盖岩层的厚度约等于两个分段的高度。

5 无底柱分段崩落法的损失率与贫化率在正常放矿条件下,一般均达到15%~25%。如矿石不够稳固,则会产生炮孔变形、堵塞和进路端部肩线破坏,使放矿条件变坏,损失率、贫化率大幅度增加,一般高达35%~40%。因此,在矿石不够稳固的条件下采用本采矿方法时,应采取行之有效的防止炮孔变形、堵塞和保护进路端部顶板肩线不破坏的措施,才能保证本采矿方法的损失率、贫化率不超过正常值。

6 根据试验和生产实践经验表明,在同一分段的各相邻进路

回采呈阶梯状推进时,地压对进路的破坏远远小于同一分段各相邻进路呈一字形推进的。因此,为减少地压对进路坑道的破坏,回采工作面应呈阶梯状推进。

7 为了提高无底柱分段崩落法的开采强度,往往是多分段同时回采。分段之间的回采顺序是自上而下,上分段的回采必定超前下分段。超前距离的大小应保证下分段回采出矿时,矿岩移动范围不影响上分段的回采工作。根据矿山生产经验,该距离不应小于20m,同时要求上面覆盖岩层落实后再回采下分段。

8 无底柱分段崩落法布置在矿体内的溜井,当回采工作后退到溜井附近,本分段不再使用此溜井时,应将溜井口封闭,以防止上部崩落下来的覆盖岩石冲入溜井。

在条件允许的情况下,溜井应尽量布置在脉外,以减少封井工作。但当脉外溜井位于崩落带内时,开采下部分段也要注意溜井的封闭。

9.6.6 本条第2款,采用阶段强制崩落法的矿山,是自上而下随采随崩落上部矿岩的方法,两个阶段同时回采时,如果下阶段先回采,上阶段对应采场就不可能生产了,因此上阶段应超前回采;上阶段超前下阶段距离有利于使废石和矿石的放矿接触面保持一定倾角,减少贫化、损失,根据国内外生产实践,其超前距离不得小于一个采场长度。

9.6.7 本条对自然崩落采矿法进行了规定。

2 自然崩落法是借助矿岩自然应力为主要荷载进行矿体崩落的采矿方法,即在矿块底部进行拉底,形成足够大的空间,并在周围开掘相应的割帮工程,使矿块产生应力集中,当此应力超过矿岩体的抗拉、抗剪强度时,矿岩体逐渐破裂而开始崩落。因此,采用本采矿方法应掌握矿岩体的构造、节理、强度、特征以及崩落的条件,提出矿岩的可崩性和崩落机理的评价报告,供设计作依据。

6 自然崩落法是技术难度大、管理水平要求高的采矿方法。做好放矿计划,严格进行控制放矿,保持矿体下面5m~7m的自

由空间高度,是为了既能为矿石自然崩落留有足够的空间,又能防止出现大面积矿岩冒落,产生的空气冲击波伤害人员和破坏设施。

由于崩落法开采形成崩落塌陷区,周围的地表径流水容易汇集到塌陷区涌入坑内,矿石和废石中含有粉矿(岩)和泥,在雨水的作用下容易形成泥石流。泥石流从放矿口涌入巷道,在人员和设备撤离不及时时,容易造成人员伤亡和设备损坏。相应的安全措施有:应尽量通过在地表设截水沟等措施使地表径流水不进入塌陷区;出矿应保持畅通,结拱时要及时处理,不产生泥水突然涌出的条件;在下暴雨时,应加强监测管理,必要时将人员及时撤离现场。

9.7 凿岩爆破

9.7.5 本条对大直径深孔爆破进行了规定。

1 矿岩稳定条件允许时,宜采用柱状药包爆破,是因为侧向柱状药包崩矿效率高、成本低、工艺较简单,但爆破的冲击波对矿壁或充填体损害较大,因此要求矿岩稳定性较好。

2 采用大直径深孔球状药包崩矿时,水平分层高度为3m~4m,是根据国内外矿山经验确定的。最后一层高度为7m~10m,主要是根据矿岩的稳固程度和凿岩硐室的大小确定;当矿岩稳固或凿岩硐室面积小时,最后一层高度7m左右,即一次爆破二个分层的高度;当矿岩稳固性稍差或凿岩硐室面积大时,最后一层分层高度一般为10m左右,即一次爆破三个分层的高度。

3 高硫矿床采用大直径深孔爆破时,由于大量矿石留在采场内,通风散热条件恶劣,加上同时爆破炸药量大,粉矿多,热量高,对高硫矿床有发热自爆危险,因此应有防硫化矿尘爆炸措施。

9.8 回采出矿

9.8.1 本条对无轨设备出矿进行了规定。

1 装矿进路间距过小,不能保证装矿进路底部结构的稳定

性,间距过大,装矿进路间难以铲运出的三角矿堆损失过大;为了保证装矿进路底部结构的稳定性,进路之间矿岩柱宜大于6 m,加上装矿进路的宽度,装矿进路间距一般为10m~15m。

规定装矿进路的长度不应小于设备长度与矿堆占用长度之和,是为了保证铲运机在直线上装矿,以提高铲装效率,减少机械磨损。

2 采场内三角矿堆的铲装作业是在采空区进行,采场上盘和顶板存在掉块、冒落的安全隐患,因此应禁止人员进入。

4 本款规定是为了防止无轨装运设备掉入溜井中。

9.8.2 本条对电耙出矿进行了规定。

4 规定在绞车前部应有防断绳回甩的防护设施,是因为电耙在耙运工作中,有时会发生断绳事故。当钢丝绳(特别是重载首绳)承受绞车的强大拉力时,钢丝绳容易突然破断,且钢丝绳在突然破断的瞬间,断绳头在绞车牵引力作用下,随卷筒的转动惯性回弹倒甩,如果此时电耙绞车操作工的正前方没有保护措施,会被回甩的钢丝绳击伤。一般可在电耙绞车前方设置钢质或木质横杆护栏、挡板或钢丝网加以防护,但不得影响电耙绞车操作工的视线和操作。

5 采用电耙道出矿时,电耙道内粉尘浓度高,有时还需要对大块矿石进行二次爆破,电耙道设置独立的进、回风道,是为了迅速排除炮烟、粉尘和其他有害气体;电耙的耙运方向应与风流方向相反,电耙道间的联络道应设在入风侧,并应在电耙绞车的侧翼或后方,是为了保证电耙操作人员位于入风侧。

9.9 基建与采掘进度计划

9.9.1 本条对基建进度的编制进行了规定。

1 为了缩短基建时间,对影响基建进度的关键井巷,主要是井筒和主平硐等应充分利用已有条件,提高掘进速度。如利用已有勘探井巷,对井筒进行反掘或改变施工方法或增加措施巷道等。

2 力求同时开动凿岩机台班数基本保持平衡,在保证关键工程按时完成的前提下,尽量保持施工力量的安排和动力供应的基本均衡,避免造成不必要的积压和浪费。

9.9.2 井巷成巷速度影响因素很多,主要影响因素有工程地质条件复杂、支护形式、装备水平、施工技术管理水平和工人的技术素质等,井巷实际成巷速度差别很大,本条是根据目前国内实际平均成巷指标制定的。

9.9.3 本条主要强调除满足备采矿量外,还应满足备用矿块数量要求,备采矿块的备用系数一般取 10%~20%,当矿体规模小,产状形态多变时取大值。

9.10 设备选择

9.10.1 地下矿山装备水平表是参照国内外地下矿山目前的装备水平制定的。近十多年,采掘设备发展步伐日益加速,国外发展的主要方向是大型化、实现远程遥控和自动化,使矿山生产更高效、更安全、更有利于进行信息化改造,使矿山企业获得更好的经济效益。国内矿山的采掘装备水平也朝着无轨化、智能化的方向推进,新设计的矿山,出矿基本都采用了无轨设备,凿岩视采矿方法的不同,或者采用液压凿岩台车,或者采用高压潜孔钻机。当资金条件和技术条件具备时,应优先选用先进的采掘设备。

10 露天与地下联合开采

10.1 露天与地下同时开采

10.1.1 本条对露天与地下同时开采进行了规定。

1 本款参考以下实例：美国贝尔克里铜矿主要用地下开采方式开采富矿，用掘进的废石和贫矿充填。以后扩大露天开采境界，由150m增加到300m开采深度，将地下开采影响较大地段的露天矿边坡角由 45° 改为 38° 。

前苏联柴良诺夫斯基多金属矿，在1951年决定用露天与地下同时开采，其开采深度为305m~343m，在基岩中的露天边坡角取 $40^\circ\sim 41^\circ$ ，而与地下巷道投影接触处的边坡角取 $33^\circ\sim 35^\circ$ 。另在夫兰克露天采矿场，从边坡底部的一帮进行地下采煤，开采7个月后露天边坡发生了滑落。同时也观察到，滑坡地点往往是在地下有大量采空区的地方。

铜山铜矿在铜山采区，露天采场北部边坡下同时用地下开采5号矿体，在露天采场结束后不久，由于地下采空区冒落，导致露天边坡产生大量滑落。

从以上实例可以看出，受地下开采影响地段上的露天边坡角，应适当降低，降低多少，应在设计中详细论证。

2 在确定露天和地下开采范围时，应避免在地下采空区移动范围内（包括移动线外10m~20m保护带）进行露天开采，否则会因地下开采引起上部岩石移动，降低露天采矿的生产效率，严重影响露天边坡的稳定和经济指标，增加人员和设备的危险性。这里可采取的技术措施包括：

1) 地下开采选择合理的采矿方法和回采顺序。除缓倾斜矿体允许在留设境界顶柱后用房柱（充填）法进行回采外，倾斜和急倾

斜的矿体只能用充填法(最好胶结充填)进行回采。矿岩均稳固时,采用空场法(留矿法)嗣后充填;矿岩中等稳固时,可采用分段充填法或上向水平分层充填法;矿岩均不稳固时,采用下向充填采矿法。如果不采用胶结充填而用废石或尾砂充填,就要保留大量矿柱,等到露天开采结束后才能回采。

2)避免形成地压集中。地压集中会影响露天与地下的生产安全,露天开采保持与地下开采有一定的超前安全距离(80m~100m)。露天坑底与地下采场之间留有必要的境界顶柱和矿房间矿柱。

3)加强监测。建立必要的岩体移动观察队伍,掌握一定的岩移观测手段,随时掌握地下采空区上覆岩层的移动规律,确保露天边坡和生产作业的安全。

3 露天与地下同时开采时,必将增加双方的不安全因素。一方面是地下开采将不可避免地会造成露天采场的岩石移动,从而影响露天边坡的稳定,或给穿孔爆破、电铲作业及道路和铁路运输造成困难,另一方面是露天大爆破也会影响地下巷道和采场顶板的稳定性,导致顶板冒落和泥石流灌入,从而危及人员和设备安全,甚至会因泥浆灌入而导致地下采区停产。因此,应合理选择地下开采的采矿方法和回采顺序。在露天采场下部进行地下开采作业与在建筑物下开采的情况类似,只要采取适当的采矿方法(如采用不回采矿柱采矿法,或只回采矿房的密实水砂充填采矿法,或水砂充填矿房、胶结充填矿柱的联合采矿法),并合理安排露天与地下各采区间的回采顺序(如地下开采回采露天矿边坡下的残留矿体时,采取沿走向由矿体两端向边坡后退方式进行,使边坡附近的塌落漏斗逐渐发展,最终形成条带状的宽崩落区,以保护露天矿下部台阶不受塌落岩石的威胁),控制露天爆破一次起爆药量,将对露天边坡的稳定起很大作用。我国铜山铜矿和原苏联吉申斯基多金属矿等均有这方面的例子。

10.1.2 本条对露天与地下同时开采的回采顺序进行了规定。

1 本款规定是为了减少露天与地下开采的相互干扰。

2 本款规定是为了提高矿石回收率、减少顶柱回采的不便。地下采用胶结充填回采,可先期开采露天坑底下部的矿段,形成的充填顶板作为露天坑底,充填应做好接顶工作,避免形成较大空洞。

10.1.4 当露天与地下在同一垂直面(即上、下区域基本对应)同时作业时,露天和地下的爆破震动等必然使上、下相互影响,从安全角度上应通过岩石力学计算来确定上、下作业面垂直间距,但最小不应小于 50m。

10.1.5 在有条件且经济合理时,应尽可能将露采采出的矿石通过溜井下放到井下,通过地下运输系统运至选矿厂,如平硐开拓运输方案、集中胶带运输方案等。这样有利于降低露采(特别是深部)的矿石运输成本,节省投资。

10.2 露天转地下开采

10.2.1 本条第 2、3、5、6 款是根据现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423 的有关规定制定的。

2 当采用两步骤回采的空场采矿方法时,应留境界安全顶柱。境界顶柱的厚度主要取决于矿岩的稳固性和爆破技术(包括露天与地下)。在国内,对矿岩稳固的矿山,其厚度一般在 10m 左右,有的也取回采矿房跨度的一半。前苏联有关专家认为当矿岩的普氏系数(f)介于 5~12 之间时,境界顶柱的厚度应等于或大于矿房的跨度,实际矿房的顶柱厚度为 10m~30m。境界顶柱的稳定性会随着采空区时间的增长和采空区面积的扩大而减弱,在一定的矿山压力条件下,将由于应力集中而破坏。所以缩短采空区存在的时间,减少采空区的尺寸是增强境界顶柱稳定性的有效措施。

当采用单步骤的崩落采矿法时,应在回采前进行放顶,形成一定厚度的岩石垫层以保护采场。露天开采转地下开采,当上部矿

体面积大,废石来源充足、运距短时,可采用废石作覆盖层;无废石回填时,采用大规模爆破崩落两盘边坡围岩形成覆盖层。若过渡阶段初期采用两步骤回采留顶柱方案而以后改用崩落法开采时,要注意在初期矿房回采的拉底水平以上留6m~8m厚度的矿石缓冲层,爆破露天境界顶柱和其他矿柱的同时,用深孔和硐室爆破围岩,随着第一阶段回采的推进,覆盖岩层也跟着扩展,当第一阶段回采放矿结束后,覆盖层也随之形成了。覆盖层的厚度一般为15m~20m,覆盖岩石的块度应大于崩落矿石的块度,以防止泥砂岩块混入。

3 露天坑形成后,境界内的径流水一般较大,如果让其涌入井下,则井下要有较大的排水能力(平硐开采除外),否则容易造成淹井。因此露天坑的水应尽量在地表排出。但是露天开采转地下开采,除采用胶结充填法以及留有较厚的境界顶柱外,由于露天坑的存在,在回采初期就可能形成塌陷区,给坑内开采的防、排水带来影响。设计中,应对此问题进行仔细研究,采取必要的措施。

10.2.2 崩落法开采一般会引起上部塌陷,从而破坏地表,因此原则上不采用。自然崩落法是从开采阶段的底部拉底后,矿体顶板受自重及节理裂隙的影响向上逐步崩落,直至地表或上一个开采阶段的底部,是一个渐进的过程,崩落速度根据矿岩的性质等不同而不同,一般在0.1m/d~0.65m/d左右。目前国际上自然崩落法最高的开采段高达400m以上,因此在高自然崩落法情况下(一般是大型矿山),露天开采和地下开采同时开采一段时间是有可能的。

10.2.3 本条对境界安全顶柱的留设进行了规定。

1 采用空场法开采,露天坑底应留设境界安全顶柱,保证采场顶板的稳定,其安全顶柱的厚度受矿体的赋存条件(如矿体的厚度、走向长度、倾角等)、矿岩稳固程度、采场顶板暴露面积等因素的影响,因此需要通过岩石力学计算确定,但不应小于10m。

2 当采用进路式回采且进路宽度不大于4m时,由于进路跨

度小,因此确定假顶厚度不应小于 1m,但应注意保证有足够的强度。

10.2.4 本条对露天矿边帮残留矿体回采进行了规定。

1 因为露天境界外边帮残留矿体一般不规则且分散,开采难度较大,因此应早做安排,统筹考虑,有利于充分回收这一部分资源。

2 规定了地下开采沿走向的回采顺序应采用向边坡后退式回采,是为了保护露天矿下部台阶不受塌落岩石的威胁。

3 应保证采场顶板至露天边坡面之间的矿柱厚度,是为了防止矿柱过薄时顶板自行崩落。

10.2.5 本条第 1 款,采用露天采场内布置开拓系统可以节省基建投资,加快地下开采建设进度,获得更好的经济效益,特别是在露天采场很深且仅残留少量矿体时。

10.2.6 本条第 2 款是指露天开采转地下开采时,露天开采境界已较深,露天运输距离较远,运输成本高,若过渡期较长时,过渡期露天采出矿石应考虑利用地下开拓运输系统的可能性。

10.3 地下转露天开采

10.3.1 地下转露天开采,往往是因为初期采用地下开采富矿,或因地下开采贫化损失大或存在内因火灾等情况而转为露天开采。

地下开采转为露天开采的矿山,主要应解决好露天矿的生产和安全问题。如测定地下采空区的位置,掌握地下开采时的岩石移动范围和应力重新分布情况。

地下井巷以及采空区对露天采场的安全影响极大,地下开采改为露天开采时,应将全部巷道、采空区和矿柱的位置绘制于矿山平、剖面图上,以便于露天采场安全地组织生产。对地下巷道和采空区的处理方法有充填法和爆破处理方法。处理方法的选择应根据矿山的条件在设计中确定,大型采空区的处理方法应进行专题的研究和论证,并要严格组织实施。

先采用地下开采(特别是用崩落法开采)的矿山,在其上部转为露天开采并利用地下井巷运输矿石时,新掘井巷应避免布置在已采区的岩石移动范围内。如原苏联某矿采用平硐溜井开拓,因溜井布置在地下开采的移动范围内,常使溜井井壁塌落而堵塞。

地下开采形成的巷道、采空区直接影响露天边坡、道路的稳定和生产安全,本条规定列为强制性条文。

10.3.2 充填矿房的充填体可能是胶结充填体或非胶结充填体(如炉渣、碎石、河砂或尾砂等),开采时应充分考虑物料的特殊性,既要防止爆破时充填物飞扬伤人和铲运等设备陷入松散物料中,也要尽量减少矿柱回采的贫化损失,因此设计中应确定合适的穿孔、爆破、铲装工艺,并采取必要的安全预防措施。

11 矿井通风

11.1 通风系统

11.1.1 本条对矿井通风系统设计进行了规定。

1 本款规定是为了保证井下空气质量,创造良好的劳动条件。

2 通风系统简单、矿井风网结构合理是指进、回风线路短、通风阻力小、内外部漏风少,通风构筑物和风流调节设施、辅扇、局扇少,便于风量分配,实现风流稳定及易于管理。

11.1.2 分区通风系统是指一个矿井划分成几个各自独立进、回风线路的通风系统,且各系统严密隔离,或虽不隔离,但二者风流不相互串通。其主要优点是矿井风网简单,阻力小,风压低,漏风少,通风总电能消耗小,但要增加进、回风井巷数量和维护工作量。

1 在矿体走向长度大、产量大、漏风大的矿井,因矿井阻力大,有效风量率低,电能消耗多,经营费高,增加专用进、回风井巷可能变为次要问题,在一般条件下可用分区通风。

2 当矿体埋藏浅,天然形成几个区,专用井巷工程量小时,因分区通风的优点突出而采用分区通风。

3 对自燃发火危险的矿井,因分区通风可降低矿井风压、减少向采空区和火区漏风,各分区在通风上互不联系,某区发生火灾不会影响到另一区作业等,因此应采用分区通风系统。

4 对于含铀、钍金属矿井,要求通风线路短,风网简单,减少氡气在矿井的停留时间,增加换气次数,减少氡子体在坑内积累,而分区通风可以满足上述要求,因此通风线路长,通风网复杂的含铀金属矿井应采用分区通风。

11.1.3 为保证各分区之间隔离可靠,不使各区之间风流互相干

扰或污风、火灾烟气相互串通,故分区通风的范围需与矿山回采区段相一致。为了便于严密隔离分区间的联系,应以各回采区段之间联系最少的部位作为分区通风的界线。

11.1.4 本条对采用集中通风系统的情况进行了规定。

1 对于矿体埋藏较深、走向较短、分布较集中的矿山,一般采用矿体一端设置罐笼井或串车、台车斜井等进风,另一端风井回风的集中通风系统。

2 对于矿体比较分散、走向较长、各矿段便于分别开设回风井的矿井,一般采用位于矿体走向中央的副井进风,设在各矿体端部的风井回风;或者采用端部的进风井进风、中央风井回风的两翼对角式集中通风系统。前者为多井多机并联抽出式通风,后者为多井多机并联压入式通风,因有3个以上通风井,适用于矿体走向较长或开采范围大的矿井。

11.1.5 本条对采用多机在不同井筒并联运转的集中通风系统进行了规定。

1 一台主扇运转时,另一台主扇启动自如如矿山生产的基本要求,必须满足。某台主扇停运时,其通风区污风若窜入另一台主扇通风区内,会严重影响该区的生产。为此设计应分析是否有这种可能性,若有可能则须在主扇风道或矿井总回风道中设立防止污风倒流的设施,各主扇通风区的风量是按照矿石产量确定的,在一定时期内是不变的。但其阻力是变化的,每台主扇的工况是变化的。不能因某台主扇通风区阻力变化、主扇工况变化使另一台主扇通风区风量产生较大的变化而不能满足生产要求。因此为保证各台主扇通风区风流(风量)基本稳定,各台主扇共网段阻力应尽可能的小。

2 回采区要求一定的风量,而风流停滞区的采区风量极小,不能满足生产要求,因此对抽出式通风的多井进风,应分析各进风井之间的风向及风量是否稳定。若不能按设计方向流动或形成停滞区,应改变进风井位置或采取其他补救措施。

3 多井并联通风各分支的阻力相等时,所需电动机功率和电耗最小,运行最经济,国内外矿山通风已普遍采用。

11.1.6 本条对采用多级机站压抽式通风系统的情况进行了规定。

1 不能利用贯穿风流通风的进路式采场,通风困难,多级机站系统可较好地用风管将风流送入工作面,因此该类矿山可优先考虑多级机站通风系统。同时回采阶段数多的矿井采用此通风系统则风网复杂、分支级机站数量多,污风窜通机会多,很难管理维护,因此适用于作业阶段少的矿山。

2 多级机站压抽式通风系统需要采用专用进风巷维护一条完整风路,一般适用于矿井通风阻力大,漏风点多或阶段水平上生产作业范围分散,采用传统通风系统效果不好的矿山。

11.1.7 本条对多级机站通风系统进行了规定。

1 考虑到多级机站系统,风机愈多管理愈复杂,机站愈多,机站局部阻力愈大,系统的节能效果愈低,故要控制机站数。

2 机站的风机台数应满足机站承担通风的风量和风量要求变化时调节的需要。风机台数愈多管理愈复杂,风机扩散器、进风口局部损失大,安装也较困难。根据国内外使用经验,机站风机台数不宜超过3台。为调节需风量,机站风机台数不能少于2台。

4 进路式采矿方法主要作业地点为进路工作面,新鲜风应用风筒送至工作面端头,若新鲜风只送至进路联络道,则进路工作面无风,因此应设管道通风。

5 多级机站通风系统风机多,每个机站风机的风量应适应生产作业地点变化,为了有效控制通风系统各风机的运行参数,并使整个通风系统在必要时能及时实现反风,应建立集中控制系统。

11.1.8 对角式风井布置应用比较广泛,其特点是新鲜风由进风井进入矿井冲洗工作面后,污风径直流向回风井排出,风路短,阻力小,整个生产期间通风阻力较稳定,各分支风量自然分配较均匀,漏风少,进、回风井相距较远,污风、噪声对工业场地影响较小,

应优先考虑采用。当矿体走向较长,中央开拓时,采用由中央竖井进风,两端风井回风的两翼对角式。当矿体走向较短,采用端部开拓时,由端部竖井进风,另一端风井回风的单翼对角式。矿体分布范围广,矿井规模大时,可在每个矿段设回风井,构成多翼式风井布置。

11.1.9 中央式风井布置的特点是新鲜风流由进风井冲洗工作面后,污风折返至进风井附近的回风井排出,其风路较长,阻力大,整个生产时风压变化大,进、回风井靠近,污风、噪声污染工业场地,不宜采用对角式通风布置时采用。如已探明矿体走向不长或两翼矿体未探明,矿体埋藏较深、中央开拓和风量小的矿井,采用端部开拓矿体、另一翼不便设立风井的矿山。

11.1.10 本条对采用压入式通风的情况进行了规定。

1 压入式通风的特点是全矿井呈正压状态,当回风段漏风时,对降低矿井通风总阻力有利,对供风则无妨,宜采用压入式。

2 对回采区有大量通地表的井巷,或崩落区覆盖层较薄、透气性强的矿山,如采用抽出式通风时,往往不能有效控制漏风,而宜采用压入式通风。

3 对矿岩裂隙发育的含铀矿山,用压入式通风可使全矿井处于正压状态,减少氡子体的析出,保护风源质量,宜采用压入式通风。

11.1.11 抽出式通风是矿山通风的主要方式,其特点是全矿井呈负压状态,回风段负压高、漏风大,密闭工作量大,可利用多井进风降低进风段矿井阻力,风流在回风段调节,不妨碍运输、人行,易于管理。对于回风网与地表沟通少、易于密闭维护的矿山和矿体埋藏较深、空区易密闭或崩落覆盖层厚、透气性弱、不易漏风等优点突出的矿井,应优先采用抽出式通风。有自燃发火危险的矿井,抽出式通风可防止火灾蔓延或主扇停风时,不引起采空区有害有毒气体突出。

11.1.12 混合式通风的特点是进、回风井都安装主扇,一台抽出

污风,一台压入新风,矿井进风段呈正压状态,回风段呈负压状态,且两者相对压力较高,需风段相对压力较低,在正负压交界处相对压力为零,可克服较大的通风阻力,选用风压合适的风机,可通过调整正负压交界零压点的位置,控制漏风地段与地面间的漏风。

对于需风段为主要漏风点的矿井采用混合式通风,需风段相对压力低,可降低漏风,提高有效风量。混合式通风可减少采空区漏风对自然发火的影响。矿井通风线路长,通风阻力大时,采用混合式通风可克服较大通风阻力。

11.1.13 主扇(不包括多级机站压抽式通风)设在坑内的特点是:当设于需风段之前对回采工作面作压入式通风时,由于矿井进风段处于负压状态,可利用多井进风降低矿井阻力,不需要维护进风风路,进风井亦可不需要井口密闭;当主扇设在需风段后对回采工作面作抽出式通风时,由于矿井回风段处于正压状态,可利用多井回风降低矿井阻力,回风段的漏风亦可减少矿井阻力,不需要维护回风风路。此条件下,主扇宜设在坑内。当井口主扇距工作面太远、矿井风压高、沿途漏风大时,可以将主扇设在坑内靠近工作面,以解决沿途漏风问题。

11.1.14 主扇设在坑内,为保证机房人员和正常工作条件,对机房和安全通道要有可靠的供给新鲜风流流的措施使主扇的进风道与回风道严密隔绝,防止污风窜入进风道及机房等。为防止爆破对机房的危害,主扇位置应选择 在爆破冲击和地震波影响以外的安全地带。

11.2 风量计算与分配

11.2.1 矿井需风量备用系数是考虑到漏风、风量不能完全按需分配和调整不及时等因素,给予一定的备用风量。 K 值可根据矿井开采范围的大小、所用的采矿方法、设计通风系统中风机的布局等具体条件进行选取。

1 根据金属矿井生产的特点,全矿所需风量应为回采工作

面、备用工作面、掘进工作面和独立通风硐室所需最大风量之和。

2 本款为强制性条款。按井下同时工作的最多人数计算矿井风量,是为了保证井下作业人员有足够的清新空气呼吸,世界大多数国家规定井下供风量每人 $4\text{m}^3/\text{min}$ 。

3 本款为强制性条款。因柴油设备运行所产生的尾气中含有大量的一氧化碳、二氧化氮、甲醛、丙烯醛等有毒、有害物质,如果不充分稀释,并及时排出井外,将会导致井下作业人员中毒甚至死亡。规定有柴油设备运行的矿井需风量,应按同时作业机台数每千瓦供风量 $4\text{m}^3/\text{min}$ 计算,主要是为了保证矿井有足够的风量稀释、排出井下柴油设备运行所产生的废气。

11.2.2 本条为强制性条文。回采工作面的需风量应按排尘风速所需风量计算,是由于对人体危害较大的微细粉尘的沉降速度非常小,如 $1\mu\text{m}$ 的尘粒从人的呼吸高度降落到地面,需要 6h 以上更小的粉尘在空气中悬浮的时间也 longer,并且在生产条件下,各产尘地点的空气都不是静止的,因为有风流流动,由于紊流脉动速度的作用,微细粉尘将能长时间悬浮于空气中并随风扩散。所以单靠自然沉降,粉尘浓度的下降是非常缓慢的,再加上不断有新的粉尘产生和扩散,使粉尘不断积累而浓度越来越高。同时,对人危害性大的微细粉尘在空气中悬浮的时间越久,浓度越高,人接触吸入的机会也就越多,危害程度也随之增大。为控制矿尘对人体的危害,需要及时把作业场所产生的悬浮于空气中的微细粉尘排出矿井,而能使对人体最有危害的微细粉尘($5\mu\text{m}$ 以下)保持悬浮状态并随风流运动的最低排尘风速,一般是由实验方法确定的。根据试验观测资料,当巷道中风速达到 0.15m/s 时, $5\mu\text{m}$ 以下的矿尘能悬浮并与空气均匀混合而随风流运动。排尘风速增大时,粒径稍大的尘粒也能悬浮并被排走,同时也增强了稀释作用,在产生量一定的条件下,矿尘浓度将随之降低。在产尘量高,粉尘比重大,通风条件比较困难的作业地点,如电耙道和二次破碎巷道,应适当增大排尘风速。

11.2.6 海拔高度 1000m,空气温度为 15℃~20℃时,空气密度约为 1.07~1.08,与标准条件下的空气密度相差 10%左右,此差值基本能满足矿井通风设计要求,因此高海拔矿井的起点高度定为 1000m,超过此值时,应用海拔高度系数校正。

11.2.7 本条第 3 款,是关于井巷断面平均最高风速的规定,为强制性条款。

风速是指空气的流动速度,它以空气在单位时间内流经的距离表示(m/s)。空气在井下流动,要受到井巷周壁的约束和阻挡,井巷中的风流并不沿着整个巷道断面等速前进,巷道中心风速最大,离中心向巷道周边逐渐减小,在巷道周边处风速最小。在风量计算及规程中所指的风速是断面上的风速平均值,也称平均风速。一般情况下,断面平均风速与最大风速之比为 0.9。

虽然增大排尘风速有利于矿井排尘,但风速过大时,会导致已沉降在巷道底板、周壁以及矿岩堆等处的矿尘被再次吹扬起来,严重污染矿井空气;风速过大还会导致井下人员身体不适,严重的还会影响到工人的正常作业,而且还会大大增加矿井通风阻力,因此要对井巷断面平均最高风速加以限制。

11.3 通风构筑物

11.3.2 在通风系统中,既需要遮断风流,又需要行人或通车的地方,就要建立风门。在只行人不通车或者车辆稀少的巷道内,可安设普通风门,其特点是门扇与门框成斜面接触,结构严密,漏风少。在车辆通过比较频繁的巷道内应设置自动风门。

手动风门逆风开启,与风流方向保持一定的夹角,以保证风门借自重和风流的压力关闭。

11.3.3 绕道式风桥开凿在岩石里,最坚固耐用,漏风量小,能通过较大的风量,服务年限长,可在风量较大的主要风路中使用。混凝土风桥比较坚固,当通过风量不超过 20m³/s 时,可以采用。铁筒风桥主要用于次要风路中,通过的风量不大于 10m³/s 的铁筒,

可制成圆形或矩形,铁板厚度不小于5mm。由于木制风桥的强度较低,在井下潮湿的环境下易腐蚀,一般只作临时风桥用。风桥与巷道的连接处设计成弧形,可减少通风阻力。

11.4 坑内环境与气象

11.4.5 本条对矿井降温进行了规定。

1 非人工制冷降温的主要措施,设计时应根据矿井的具体条件,采用其中一种或几种措施的综合。

天然冷源包括冷水、雪、冰等。

增加供风量的方式有:提高通风设备的能力、降低通风阻力等措施。

提高局部风速可采用压力或水力引射器、涡流器、小型通风机等措施。

有利于降温的通风形式有分区通风、均压通风、机电设备硐室独立通风等措施。

回避井下热源、隔绝或减少热源向进风流散热的主要措施有:将主要进风巷道布置在导热系数、氧化散热系数均小的岩层中,并避开局部地热异常和热水涌出的高温带;机电设备散发的热量用专用地沟排放、采用水冷电机;将压风管等产生热量的管线隔热或沿回风巷道布置;条件允许时,将机电设备布置在回风巷道中;采用隔热型支护材料等。

有热水的矿井采取超前疏放或封堵热水是治理矿井热害的有效措施之一。

在热害严重的区段,短时作业人员可采用冷却服等个体防护措施。

2 本款规定了采用人工制冷降温方式应考虑的主要内容。设计应根据矿井的具体条件,计算采掘工作面和机电设备硐室的最小冷负荷和矿井降温系统的年运行时间等,再结合其他有关条件进行技术经济比较后确定矿井降温方式。

11.5 主通风装置与设施

11.5.1 本条第3款,对通风设备选型而言,工作面的开采位置不断变化,风量负压变化较大,工况也随之变化。矿井通风机属于常年不间断运行的安全设备,节能很关键,设计应尽量选择技术先进的高效风机,并留有一定余量。

11.5.2 通风装置进风道上设有风道闸门、检修门等设施,存在漏风情况;通风装置和消声器在通风过程中都会产生阻力损失。为保证风井的有效回风量及负压,应在通风装置选型时考虑这些因素,确保通风装置能满足设计要求。

11.5.3 本条对主通风电动机的选择进行了规定。

1 风机系半负荷启动,转子转动惯量较大,一般选用启动力矩较大的交流异步电机,容量大时亦可选择同步机。对轴流风机应考虑反转反风的要求。

2 电动机功率有一定的富裕,主要是保证风机能正常启动。

3 在通风系统的风阻过大或过小时,风机的电机都有可能烧坏。为了不使因电机烧坏而出现不能通风的情况,因此需配备相同型号和规格的电动机作为备用。

11.5.4 本条对主通风机的反风进行了规定。

2、3 轴流式风机采用可调叶片方式反风或电机反转反风,实现反风量要求并不困难,同时符合矿井通风有效风量率不低于60%的要求。采用离心式通风机的通风系统反风需要用反风道系统来实现,反风量和正常通风量相同。所以只规定轴流式风机的反风量。

4 采用多级机站通风系统的矿山,主通风系统的每一台通风机都应满足反风要求,以保证整个系统可以反风,是为了适应井下消防和人员安全的需要。参照国外使用多级机站规程,本款对多机站的反风予以规定。

11.5.6 为了减少风道阻力损失,风道应尽量减少拐弯,风速亦不

宜过大。新设计的矿山,应创造测量风压的条件,进风道应有一定长度的直线段,以便获得一个较平稳的速度场。此外,排风道出口应布置在主导风向的下风侧,以免井下废气污染机房和进风口。出风道上如采用阻性消声装置,按其阻塞比不能大于 0.5 来设计风道断面,以避免产生二次噪声。

离心风机所配的电动机的功率,是指在特定的工作情况下,加上机械损失与应有储备容量的功率,并非进、出口全开时所需功率。因此,在风机进出口不加阻力的情况下运转,电机有被烧坏的危险。为安全起见,应在风机进口或出口加装闸门,在启动电机时将其关闭,以减少启动电流,防止风机烧坏。当风机达到一定转速后,将闸门慢慢开启,达到规定工作状况为止,并注意电机电流是否超过额定值。

11.5.7 本条规定是为了加强主通风机的检查和监测,能有利于及时发现主通风机出现的问题,避免主通风机带病运转,造成风机及其电机损毁,导致通风系统无法运行。

12 充 填

12.1 充 填 材 料

12.1.1 充填骨料的要求是对胶结充填用的骨料而言。骨料必须有一定强度,为不含黏土,遇水不软化的岩石或砂粒。要求无毒无害物料是指不含放射性矿物或氰化物、含硫过高或释放腐蚀性气体的物料,减少其有害物质下井后,对工人健康造成不良影响和对胶结充填体产生解体的作用。没有工业回收价值的物料是指近一段时期内无法进行工业回收或低于国家现行规定的有用元素含量以下的尾砂或废渣。常用的充填骨料有尾砂、河砂、江砂、风砂、戈壁集料和掘进、剥离废石等。

12.1.2 本条对充填骨料的选择进行了规定。

1 本款规定分级界限和渗透速度的目的是为了减少充填体细泥的渗出量,提高充填体的凝固速度和早期强度,充填 24h 后,可满足分层充填采矿法采场设备作业的要求。尾砂用作胶结充填细骨料尤其是高浓度胶结充填时,分级界限可适当降低,如国内凡口铅锌矿采用高浓度分级尾砂分层充填,尾砂分级界限为 0.019mm。当采用膏体胶结充填时,宜采用全粒级尾砂,是因为可泵送膏体中必须有一定的细颗粒含量。

2 尾砂含硫量高时,尾砂堆放时间过长易结块,不利于储存和输送,而且尾砂中的硫会与水泥发生化学反应,生成膨胀性硫酸盐晶体,会造成充填体后期强度大幅度降低,甚至使充填体崩解,丧失承载能力。如凡口铅锌矿的试验表明:含硫量为 1% 的尾砂与含硫量为 9% 的尾砂,前者强度为后者的三倍。当采用含硫量高达 12.35% 的尾砂与普通硅酸盐水泥以 1:2~1:10 等七种配比,其 90d 龄期的强度为 28d 龄期的 1.4 倍~1.78 倍,但 90d 之

后试块即自行崩解。新桥硫铁矿采用含硫量为 8.5% 的尾砂试验表明:水泥、选铁厂全尾砂胶结体在 1:6 质量配比条件下,7d 的抗压强度即达 1.55MPa,但 60d 龄期的强度显著下降,仅为 0.35MPa。

12.2 充填能力计算

12.2.2 由于充填料在制备、储存、输送过程中,充填料会由于各种原因造成部分损失,而且在充填采场滤水过程中,有部分充填料会随充填滤水一道流失,所以充填量应考虑流失系数。根据生产经验,流失系数一般为 1.02~1.05,干式充填、膏体胶结充填或高浓度胶结充填取小值,水力充填或低浓度尾砂胶结充填取大值。

12.2.4 充填法矿山采场作业制约因素多,充填作业难以保证每天每班均衡生产,根据国内充填法矿山生产经验,规定了充填作业不均衡系数取 1.2~1.5。

12.3 充填料制备站

12.3.1 本条对地面充填料制备站位置选择进行了规定。

1 充填制备站设于充填负荷中心,是为了降低充填倍线,达到自流输送的目的。

2 地面充填制备站分为分散布置和集中布置,集中布置便于管理,可降低投资和生产经营费,在条件许可的情况下,应优先采用集中布置。

3 充填料浆满管输送,可减少管道磨损,防止管道堵塞。

12.3.2 本条规定的组合方式机械化、自动化程度高,为国内外充填法矿山广泛采用。物料的配比及砂浆浓度采用计量和控制装置的目的是为了保证充填砂浆的质量及充填体强度。

12.3.3 本条对立式砂仓和卧式砂仓的设计进行了规定。

1 立式砂仓或卧式砂仓不宜少于 2 个,一个工作,一个进砂储存。砂仓总有效放砂容积不宜小于日平均充填量的 2 倍或分层

充填一次最大充填量,是考虑到分层充填作业不宜断续生产,否则将影响采场生产能力。以两者最大值确定砂仓容积。

2 砂仓底部放砂管坡度与砂仓压头大小、放砂管径及其附件、砂浆浓度等有关。坡度太小,造成放砂量不足,坡度太大,造成控制阀的过度磨损,因此要求应计算确定。

4 嗣后充填,当砂量富余时可不设贮砂仓。贮砂仓是为了贮砂和提高充填浓度,增大小时充填量。嗣后充填采空区,时间要求不严,尾砂量有富余,不设贮砂池,可节省投资,减少生产环节。至于充填料输送浓度较低,造成井下排水量增加,对于一般深度的矿井,增加的排水费用比建贮砂仓和增加一个生产环节的费用要小。

12.3.4 本条对水泥仓的设计进行了规定。

1 水泥松散密度取 $1\text{t}/\text{m}^3 \sim 1.6\text{t}/\text{m}^3$;计算给料机能力时,按松散状态取 $1\text{t}/\text{m}^3$;计算仓壁荷载时,按压实状态取 $1.6\text{t}/\text{m}^3$;计算仓容时按正常状态取 $1.3\text{t}/\text{m}^3$ 。目的是为了设计符合实际。

2 水泥仓容积应能储存 3 倍~7 倍日平均充填水泥用量;充填量大时取小值,充填量小时取大值。

12.3.5 搅拌桶兼有搅拌和缓冲平衡充填管道流量变化的作用,根据生产实践,一般 $2\text{min} \sim 3\text{min}$ 即可满足搅拌均匀和输送要求。

12.3.6 本条第 2 款充填作业是采矿的主要生产环节,不得在充填过程中停水,否则将造成生产事故,因此应建有专用水池。供水水压要求不小于 0.15MPa ,指输送充填料和冲洗充填管用水水压,不是立式料仓内造浆所需水压。

12.4 充填料输送

12.4.2 本条规定是根据充填法生产矿山统计数据制定的。充填砂浆重量浓度低于 60% ,充填倍线大于 8 也是可行的,但经济上不合理,充填体强度难以保证。

12.4.4 本条对充填钻孔的设计进行了规定。

1 本款规定是为了保证充填料有足够的流速,不易发生

堵塞。

2 主充填管垂直段用钻孔替代,是指当没有或不宜利用管道井、回风井和措施井作主充填管道井的矿山,掘进专用充填井投资较高,采用充填钻孔时,可缩短管路长度,节省投资。垂直段采用充填钻孔是因倾斜的钻孔管壁易磨损,降低了钻孔的使用寿命。充填钻孔垂直度的好坏直接关系到钻孔的使用年限,因此应控制充填钻孔偏斜度。

3 本款规定充填钻孔内应设充填套管是指适用于一般情况,对于岩层坚硬稳固、孔壁成形条件良好,且使用时间短,深度不大的局部充填,钻孔内可不设充填套管。

12.4.5 本条第1款主充填管不应放在提升井内,是因充填管的检修、漏浆会影响提升作业。充填服务年限长的大型矿山,设专用充填井可能较为合理。

12.4.6 深井开采设置充填减压站,其目的是深井矿山的垂直高度大,料浆过高的压力不利于充填系统的使用寿命,因此必须对输送系统进行减压,同时在充填减压站内设置二次搅拌设备,还可解决长距离输送造成充填料的离析而影响充填体的强度。

12.4.8 采用块石或碎石胶结充填,用跌落式混合器混料,是指浆料和充填骨料在混合器中经过斜挡板跌落混合后,起到了搅拌的作用,可提高充填体强度。

13 竖井提升

13.1 提升设备选择与配置

13.1.1 本条对竖井提升方式选择进行了规定。

1 考虑到罐笼提升主要是装罐、卸罐占用时间过长,提升效率低,只有在矿井产量不大或特殊原因时,才用罐笼作为主要提升设备。根据多年设计和生产实践经验,当矿石提升量小于700t/d,井深小于300m,能用一套罐笼完成矿山全部提升任务时,宜采用罐笼提升;矿石提升量大于1000t/d时,相应的人员、材料及辅助提升量增大,宜采用箕斗提升矿石。矿石提升量在700t/d~1000t/d等情况,包括矿石提升量在700t/d~1000t/d,提升能力1000t/d以上、井深300m以下以及矿石提升量小于700t/d、井深大于300m。

2 因箕斗提升需设置溜矿井,当矿石含泥水较多、矿石黏性较大时,溜矿井易堵塞、跑矿,故宜采用罐笼提升。

3 当废石提升量超过500t/d时,必然是一个大中型矿山,其他辅助提升量大,用一套罐笼很难完成包括废石在内的全部辅助提升任务,所以废石宜采用箕斗提升;是另设一套提升装置或与矿石共用一套提升装置,应通过技术经济比较确定。

4 同时作业超过两个阶段的竖井,若采用双罐笼提升,需经常调水平,操作复杂。生产矿山常将双罐笼作为单罐笼提升,效率低,提升能力减少,失去双罐笼提升作用。所以宜采用单罐笼带平衡锤的提升方式。

13.1.2 本条第1款根据以往设计经验,单绳缠绕式提升机比多绳摩擦式提升机生产管理简单,机房、井架建设快,因此,井深小于

300m 的矿井,只要小于 $\phi 3.0\text{m}$ 的单绳缠绕式提升机能满足提升钢绳缠绕层数的规定和完成生产要求,宜采用单绳缠绕式。

13.1.5 本条是对提升容器导向槽或导向器与罐道之间间隙的规定。由于提升容器的导向槽或导向器与罐道之间的间隙越小,提升容器运行就越平稳,受到的冲击就越小,对保障提升安全越有利。但随着时间的推移,罐道会被磨损,且由于提升容器在井筒的不同部位运行的速度不完全相同,因而罐道的不同部位所受到的磨损程度也不完全相同。其结果造成提升容器的导向槽或导向器与罐道之间的间隙沿罐道时大时小,罐道又不能更换太频繁,所以只能对提升容器的导向槽或导向器与罐道之间的最大间隙作出规定。

13.1.6 箕斗提升的矿仓应有足够容积以协调提升、运输和井下破碎等环节的正常工作。但容积大,基建投资也大。根据矿山生产实践经验总结,矿仓容积宜为 $2\text{h}\sim 4\text{h}$ 箕斗提升量。

13.1.7 提升机房一般采用电动起重设施。当提升电动机的传动方式采用直连式或内装式时,起重量应按主轴和电机转子(或定子)的总重量进行设计。

13.2 主要提升参数的选取和计算

13.2.1 本条对提升速度和提升加、减速度进行了规定。

1 本款规定了竖井罐笼升降人员的最大提升速度。主要是因为采用罐笼提升人员时,提升速度越高,提升容器摆动的可能性越大,给人造成的不舒服感觉越大,甚至在罐笼满员时,可能会因乘罐人员站立不稳,相互挤压碰撞,造成坠井事故。

2 本款公式中给出的提升速度计算公式只是一个参考数值,该数值是从经济的角度考虑的合理提升速度限制值。

3 本款规定了竖井罐笼升降人员的最大加(减)速度。罐笼提升人员时,其速度需要从零逐步加速到设计速度。在加速过程中,乘罐人员除了承受重力以外,还要承受加速力,如果加速力过

大,乘罐人会感觉很不舒服。限制提升加速度值,就是为了使乘罐人员在加速过程中能够承受加速力,不会感觉到明显的不舒服。

13.2.2 本条对提升时间和提升次数的选取进行了规定。

1 本款中所指的混合井是指一个井筒内设有箕斗、罐笼两套独立的提升系统;提升作业时间是指规定的计算提升作业时间,而不是实际作业时间。当采用混合井提升时,按现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423—2006 规定的“无隔离设施的混合井,在升降人员的时间内,箕斗提升系统应中止运行”,无隔离设施的混合井箕斗(含罐笼提人)提升时间是指箕斗提物时间与罐笼提人时间之和,罐笼提升时间包括提人和提物时间。

2 本款规定是从生产要求提出的,升降人员时间太长,影响井下生产工人的纯作业时间。

3 本款规定是因为上井、下井人员不能同时到达候罐地点而引起了提升次数的增加。

13.3 提升容器与平衡锤

13.3.1 翻转式箕斗卸载时在曲轨上箕斗失重严重,使提升机上的钢绳张力差增大,可能造成提升钢绳在摩擦式绳筒上产生滑动现象。一般情况下翻转式箕斗适用于单绳缠绕式提升系统,底卸式箕斗既可用于多绳摩擦式提升系统,也可用于单绳缠绕式提升系统。

13.3.2 翻转式箕斗的装载口同时也是卸载口,为了避免矿石对斗箱冲击过大,最大矿石块度不应超过 500mm;底卸式箕斗的装载口在上边,卸载口在下边,卸载口比装载口小,斗箱较高,为了保证顺利卸载,避免堵矿和减少冲击,矿石块度应控制在 350mm 以下,否则应在井下设置破碎系统。

13.3.3 箕斗净断面短边尺寸不宜小于矿石最大块度的 3 倍是为了确保矿石能顺利卸出。

13.3.4 本条规定的罐笼下放设备最大部件尺寸应与罐笼规格相

适应,尽可能考虑罐笼内装载最大设备,特殊情况下可考虑在罐笼底部吊装。

13.3.5 当采用单层罐笼难以满足提升要求时,为减少井筒断面,提高一次提升的有效载重可采用双层或多层罐笼。

13.4 提升钢丝绳及钢丝绳罐道

13.4.1 本条对提升钢丝绳的选择进行了规定。

1 本款规定是由于我国目前采用的钢丝绳标准有现行国家标准《一般用途钢丝绳》GB/T 20118、《重要用途钢丝绳》GB 8918,竖井提升用钢丝绳属于重要用途钢丝绳,应符合现行国家标准《重要用途钢丝绳》GB 8918 有关规定。

2 本款是遵照现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423的有关规定制定的。多绳摩擦提升机采用扭转钢丝绳作为首绳,应按照左右捻相间的顺序悬挂,使首绳的扭转力矩尽量自行平衡。钢丝绳在生产过程中,为了保证钢丝绳不生锈,都要在钢丝绳芯和钢丝绳的外面涂油保护。除非用户有特殊要求,钢丝绳都是带油出厂的。如果钢丝绳悬挂以前不进行除油工作,将会使钢丝绳与提升机主导轮的摩擦衬垫之间有一层油膜,从而大大降低摩擦衬垫与主导轮之间的摩擦系数,使提升系统无法正常工作。故悬挂前,钢丝绳应先除油。

3 本款是考虑到对于淋帮水大、腐蚀性特别严重的矿山,如果钢丝绳外表面和钢丝缝隙之间没有油膜保护,会使钢丝绳很快腐蚀,强度降低,影响提升系统运行的安全性,情况严重时会发生断绳事故,目前主要采用涂增摩脂或镀锌钢丝绳解决此类问题。增摩脂是一种特殊的润滑油,钢丝绳涂上这种润滑油后,一方面能够保护钢丝绳免受腐蚀,另一方面对钢丝绳与摩擦衬垫之间的摩擦系数降低不多,能够保持在正常工作允许的范围内,既保证钢丝绳不生锈,又能够正常工作。

4 本款规定是参照现行国家标准《重要用途钢丝绳》

GB 8918中“钢丝绳主要用途推荐表”制定的。

13.4.2 本条对平衡尾绳选择进行了规定。

2 由于圆股钢丝绳是机械编捻,在轴向拉力的作用下会产生旋转,为了消除由此引起的旋转力,防止平衡绳绞结,因此平衡绳悬挂装置需装设旋转装置。

3 本款规定的平衡尾绳不得少于2根,是参照国内外矿山使用多绳摩擦提升系统的经验,采用一根尾绳安全性差,尾绳根数太多,管理复杂。

13.4.3 采用多绳摩擦提升,粉矿仓设在尾绳之下,目的是保证尾绳的正常工作,保证尾绳工作过程中处于自由状态。如果尾绳环设在粉矿仓之下,则尾绳必须穿过粉矿仓,无法保证尾绳的运转。粉矿仓顶面离尾绳最低位置的距离不小于5m,是为了保证当提升系统重载,钢丝绳最低位置下降的情况下,提升机的尾绳仍然不会拖到粉矿仓物料上。井筒内的装矿点下面设尾绳隔离装置,目的也是为了保证提升机运行过程中尾绳不会扭结在一起,从而保证提升机系统的安全运行。

13.4.4 本条对钢丝绳罐道的选择与计算进行了规定。

1 本款规定是因为密封式钢丝绳表面平滑,无绳沟,耐磨,延伸率小,抗腐蚀能力强,提升容器沿其运行时,平稳性好,因此应选用密封钢丝绳作罐道钢丝绳。

2 罐道绳的最小刚性系数代表每米绳长所能承受的垂直罐道绳方向的拉力大小。刚性系数越大,罐道绳在承受同样大的垂直罐道绳方向的拉力时,所产生的横向位移越小。因此,为保证提升容器运行的平稳性,防止提升容器沿罐道绳运行时产生过大的横向摆动,每根罐道绳的最小刚性系数不应小于500N/m,且各罐道绳张紧力应相差5%~10%。

内侧张紧力大,外侧张紧力小,是对双提升容器的井筒罐道绳而言的。内侧是指两提升容器相邻的一侧。内侧张紧力大,则其横向位移小,这样可以保证在两提升容器相遇时,二者之间有足够

的间隙,不致发生碰撞。

罐道钢丝绳应有备用长度,是指钢丝绳在安装时应留有一定的富余量。备用的目的是为钢丝绳的窜动和检查提供条件。

3 本款规定的拉紧重锤底部的净悬空高度不应小于 1.5m,是为了保证在钢丝绳荷载发生变化时,重锤不会淹没到水中或由于井底粉矿顶面过高造成重锤被粉矿托住

13.5 竖井提升装置

13.5.1 本条是根据现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423·2006 中第 6.3.5.1 款、第 6.3.5.2 款的规定制定的。

13.5.2 本条第 1 款多绳摩擦式提升机主要用于提升量大或井筒较深的竖井。塔式提升机设备布置集中、生产维护使用方便、占地面积少,适用范围较广,我国已有成熟的设计和使用经验。根据近年来的设计经验,落地式多绳提升机适用于地震烈度在 7 度以上地基承载力低的地区,井架建设周期短,井筒装备和提升机安装工程可同时施工,有利于矿山早投产。采用落地式还是采用塔式布置,应根据井口工业场地布置条件,经技术经济比较后确定。

13.5.3 本条对卷筒上钢丝绳缠绕进行了规定。

1 竖井中升降人员和物料的,宜缠绕单层,主要是考虑到钢丝绳在卷筒上换层缠绕时,会引起钢丝绳的突然抖动,使钢丝绳的张力突然加大,乘罐人员会有速度突变的感觉,会产生心理负担和精神刺激。

3 本款是指单绳缠绕式提升机采用多层缠绕时,在卷筒上设置过渡绳块,可以消除钢丝绳换层时出现的抖动现象。

13.5.4 本条规定的天轮到提升机卷筒的钢丝绳最大偏角不应超过 $1^{\circ}30'$,目的是保护钢丝绳和天轮,钢丝绳在提升系统运行过程中始终与天轮的轮缘两侧处于滑动摩擦状态,如果钢丝绳的偏角过大,就会造成钢丝绳与天轮轮缘之间的摩擦加剧,使天轮和钢丝绳迅速损坏,降低天轮和钢丝绳的使用寿命。对钢丝绳弦长的限

制,是为了避免弦长过大,导致卷扬过程中上行钢丝绳与下行钢丝绳发生扭结。

13.5.5 本条对多绳摩擦式提升机防滑安全校验进行了规定。

1 本款是对紧急制动和工作制动力矩的规定。提升机制动时,制动器与制动盘之间的摩擦力产生的制动力矩与提升系统能够停车时所实际需要的最小力矩之比,是制动系统的安全系数。该数值越大,提升系统的制动安全系数越高。质量模数较小的绞车,是指提升系统的变位质量与提升机自身的变位质量的比值较小,即提升重物的变位质量相对比较小。实际生产中,这种情况经常出现在浅井罐笼提升系统中。在这种系统中,罐笼重量+人员重量+提升钢丝绳重量+平衡钢丝绳重量与提升机自身的变位质量相比比较小。在满载提升重物需要安全制动时,由于提升荷载自身惯性力比较小,实际减速度就可能超过减速度限值。为了保证减速度值符合安全规程的要求,需要调整制动系统的液压油压力,使一次制动时,制动系统的制动力产生的提升系统减速度不超过规定限值。这时二次制动油缸动作以后,总的制动力矩就可能小于3倍的提升系统静力矩。因此规定安全系数可以小于3,但不能小于2。

2 对提升设备安全制动减速度的规定:限制满载下放时安全制动的最低减速度,是为了使提升系统在紧急情况下能够尽快制动住;限制满载提升时的最大减速度,是为了防止制动时提升侧的钢丝绳的张力过大,使多绳提升系统提升钢丝绳和主轴装置之间打滑,或使单绳系统提升机卷筒荷载过大,造成提升机事故。

3 根据国内外较多矿井摩擦式提升系统的防滑验算,除极少数单容器带平衡锤提升系统,仅需一级制动装置可满足提升防滑安全外,多数需采用二级制动装置才能解决摩擦提升防滑要求。恒减速制动系统是基于恒减速设计,不论提升系统的变位质量如何变化,当紧急安全制动时,系统的减速度不会超过钢绳打滑的极限值,提高了摩擦提升机制动的安全可靠,国内大型有色矿山如

凡口铅锌矿、金川二矿区等矿山早在 20 世纪 90 年代初就已采用恒减速制动装置,效果良好,因此本规范推荐“有条件时宜采用恒减速安全制动装置。”

4 摩擦提升应尽量选择平衡提升系统,是基于防滑基本原理,即首、尾绳平衡提升系统对防滑最有利;但在实用中难以办到,多为不平衡提升系统,首、尾绳差重愈大即不平衡度较大,对防滑的危害性也加大。本款规定将其不平衡差重计入重载侧,不但考虑了提升运行时对防滑的影响不利因素,有利于安全,也简化了设计。对提升防滑校验来说,设置导向轮(或天轮)的提升系统,也是影响防滑的不利因素之一,设计应考虑导向轮的惯性影响。塔式单侧带导向轮的提升系统,由于每次提升方向的变化,空、重载位置居于不同侧,对防滑是有影响的。设计计算防滑忽略了井筒阻力的影响,相对而言是对防滑安全有利的,起到部分安全储备作用。

5 本款规定的“钢丝绳与衬垫的摩擦系数应大于 0.2,有条件时宜采用摩擦系数为 0.25 的摩擦衬垫”是考虑到摩擦式提升机衬垫材料的摩擦系数影响防滑安全,是关键性技术问题。例如,如果是相同钢丝绳围包角 180° 的提升系统,摩擦系数 0.2 的衬垫比摩擦系数 0.25 的衬垫防滑极限值,理论上降低了 17%,其提升系统的防滑重量要相对增加 38%。我国矿山原采用衬垫摩擦系数为 0.2 的提升机,经数十年运行实践证明存在如下问题:

1)对已运行的老式摩擦式提升机有相当数量因采用摩擦系数 0.2 的衬垫,难以满足国家现行防滑安全标准的有关规定要求;已有部分矿井主井提升发生滑动事故,造成提升系统严重损坏,影响矿井生产;副井提升造成人员损伤。而且机械部件损坏率高,运行效率低,生产成本高。有的矿井为了确保安全,甚至不得不减少提升量。

2)对新设计的提升系统,由于系统防滑质量大,可能引起提升设备升级,如果是深井,其钢丝绳供货也存在问题。

6 在多绳摩擦提升系统中,一般来说,两个提升容器之间的距离要小于提升机主导轮的直径。这是为了减小井筒直径,降低基本建设投资。这时应安装导向轮,使钢丝绳的中心距与提升容器的中心距一致。对于钢丝绳的使用来说,钢丝绳的弯曲越少,对钢丝绳的寿命越有好处。对于提升机主轴装置来说,钢丝绳围包角超过 180° 以后,围包角越大,提升机主轴装置荷载情况越不利。对导向轮而言,也是围包角越大,水平荷载越大。因此,从各方面来说,都应该将围包角限制在一定范围内。而根据实践经验,当围包角限制在 200° 以内时,提升系统的配置不会出现任何问题,完全可以实现,也不会因此造成投资的增加。

13.5.7 本条对竖井提升系统的过卷高度和过卷保护装置进行了规定。

1 提升机在提升过程中,应按照设定的停车位置停车。但在控制系统出现故障、失灵或操作人员出现误操作的情况下,提升机可能会继续运行。为了控制提升系统停车,避免发生事故,除了在控制系统中设置过卷控制以外,还要设置机械过卷保护装置。由于提升系统的提升速度不同,提升系统过卷时的冲击力也是不一样的。在确定提升系统过卷高度时,考虑到提升速度的因素,对于不同的提升速度区间设置不同的过卷高度。多年的实践证明,本条规定的过卷高度是有效的、合理的。

2~6 在提升系统的过卷高度内,设置楔形罐道和过卷挡梁,目的是当提升容器过卷时,由楔形罐道来吸收提升容器的动能,使得这部分动能尽可能少地传递到井架或者井塔上,同时阻止提升容器进一步向上冲击。井上楔形罐道的顶部和井底楔形罐道的底部设封头挡梁,可以阻止提升容器的进一步上升,实现过卷容器的最终停车。

多绳摩擦提升时,下行容器比上行容器提前接触楔形罐道,可以使提升系统的下行容器一侧失去负荷,钢丝绳的拉力减小,上行容器一侧的拉力不变。钢丝绳拉力的比值增大,超过钢丝绳打滑

的钢丝绳张力比极限,钢丝绳打滑。这时上升侧钢丝绳不能把提升机卷筒的驱动力传递到上行容器上,使得上行容器在失去动力情况下实现迅速停车。而上行容器再继续运行 1m 后,受到楔形罐道的阻挡,不能继续运行,最终停车。

对于单绳提升,井底也应设置防止过卷装置,以防提升容器直接落到井底,造成人员伤亡或者设备事故。有条件时,设置楔形罐道是一种比较好的防止过卷方式。但单绳提升系统设置防止过卷用的楔形罐道时,应注意提升容器最好同时接触楔形罐道,以防止一个卷筒上的荷载突然减小,另一个增大,使得卷筒轴的扭矩急剧增加,造成断轴事故和其他事故。

规定楔形段长度的目的主要是保证楔形段能够有效保证提升系统减速的距离,尽量避免容器冲击防撞梁,较宽部分直线段也能够起到这个作用。

13.6 井口与井底车场

13.6.3 竖井与各阶段的连接处是人员进入各阶段作业的进出口,人员、车辆一旦坠入,极有可能导致重大伤亡和生产事故,因此要求在竖井与各阶段的连接处设置高度不小于 1.5m 的栅栏或金属网。井口和井下各阶段车场进出车侧线路上应安装阻车器,是为了防止发生矿车坠井事故。

13.6.4 采用多绳摩擦提升机时,托台承接罐笼时,可能造成钢丝绳打滑,一般不使用,在缠绕式提升系统井口和井底有少量使用,中间阶段装设托台更少,新设计不推荐使用。

13.6.5 本条为强制性条文。钢丝绳是柔性体,作为罐道使用时,当罐笼停在阶段马头门时,会有人员上下或材料装卸,而人员上下或材料装卸将导致罐笼发生比较大的摆动。如果此时没有稳罐装置,则罐笼的摆动会给上、下罐笼的人员带来坠井的危险,或者造成材料或矿车溜出罐笼而坠井。因此,为了保证人员和设备的安全,保证生产正常进行,采用钢丝绳罐道的罐笼提升系统,中间各

阶段应设稳罐装置,以减小罐笼的摆动量,将罐笼摆动量控制在允许范围内。

13.6.6 从井底车场轨面到井底固定托罐梁(过卷挡梁)的垂直高度应大于或者等于过卷(放)高度,是为了保证提升容器的正常工作,不会因为过卷挡梁的位置过高,使提升容器在过卷(放)过程中,以较大的速度与过卷挡梁相撞,产生强烈的冲击和震动,致使提升系统损坏,甚至造成重大人身伤亡事故。在托罐梁面处不应有积水,是为了保证托罐梁不会因泡在水里而腐蚀,降低强度;另一方面,当发生事故时,容器不会进入水中,造成容器内的人员溺水。

13.7 箕斗装载与粉矿回收

13.7.1 计重、计量装置能保证箕斗装载量误差最小,有利于提升系统实现自动控制,减少提升量超载造成的事故。

13.7.2 井底粉矿和泥浆如果不能及时清理,时间长了,就会将井底堵死。不但造成井底产生泥石流的风险,而且粉矿聚集过多,粉矿顶面过高,会造成多绳提升机尾绳被粉矿托住,提升机不能正常运行的情况。所以在井底应设粉矿和泥浆的清理设施,保证生产的正常进行和人员以及提升系统的安全。

14 斜井(坡)提升

14.1 提升设备选择与配置

14.1.1 串车提升时,斜井(坡)倾角超过 30° ,矿车的装满系数降低,且提升过程中车箱内的矿石有可能撒落,影响安全运行。因此当斜井倾角超过 30° 时,应采用箕斗或台车提升。

14.1.3 本条对斜井井筒配置进行了规定。

3 本款规定是由于有轨运输道由道碴、轨枕和固定在轨枕上的钢轨组成。斜井中的有轨运输道与平巷中的有轨运输道不同,其钢轨及在钢轨上运行车辆的重量除了产生对轨枕的压力以外,还产生沿斜井方向的下滑力,下潜力会传给轨枕和石碴。当钢轨及在钢轨上运行的车辆对轨枕的压力产生的摩擦力小于下滑力时,钢轨及轨枕会向下滑动,造成整个轨道系统不能正常工作,导致运行车辆掉道翻车的事故。为了防止此类事故发生,在施工安装轨道时,设置轨道防滑装置可以有效地固定钢轨,保证斜井提升系统的正常工作。

4 提升量大,采用单箕斗提升,提升机直径和配套电机的功率均大,不节能;斜井长度大,是指井筒具备布置平衡锤或双箕斗的条件;但应注意采用箕斗提升、需多点装矿时,宜采用单箕斗提升。

5 本款规定是为了避免钢丝绳与地面和枕木发生摩擦,减少运行阻力和对钢丝绳的磨损。甩车道和错车道处应设置立辊的目的主要是使钢丝绳沿预定线路通过道岔和弯道。

6 本款为强制性条款。在提升矿车的斜井中,矿车采用串车提升方式,由于矿车每次提升到上部车场或下放到下部车场,需要摘钩,然后再挂上新的矿车。这种频繁的摘、挂钩容易出现挂钩不

够牢靠的现象,因而产生矿车跑车的几率相对高一些。设置常闭式防跑车装置的目的是一旦出现跑车现象,防跑车装置可以捕捉住矿车,以免矿车一直飞车到斜井底,撞坏斜井内的设施,对斜井内的人员造成伤害。防跑车装置可根据斜井长度安设一套或多套。第一套安装于距井口变坡点 25m 处。

在上部和中间车场设置阻车器或挡车栏,可以防止矿车自溜到斜井内造成跑车事故。

14.1.4 本条等容矿仓是指矿仓与箕斗容积相等,并与运输车辆容积相等或为整倍数。

14.2 主要提升参数的选取与计算

14.2.1 本条对斜井或斜坡提升速度和提升加、减速度进行了规定。

1~4 对斜井提升的速度作出规定,目的是为了防止矿车或箕斗在运行过程中发生掉道或翻车事故。对矿车组提升的运行速度限制得低一些,是因为矿车比箕斗的轨距小,在同样的提升速度下,更容易发生掉道或翻车事故。对于不同的提升高度,给出不同的提升速度限制值,是在保证设备安全运行的前提下,适当考虑斜井提升的工作效率。对提升人员的加、减速度的规定比竖井提升要低,一方面对降低提升系统的功率有利,另一方面也可以提高人员在斜井中乘坐人车的安全性和舒适程度。

需要说明的是,根据现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423,箕斗提升速度不应大于 7m/s,但根据煤矿多年的使用经验,当斜井铺设固定道床并采用不小于 38kg/m 的钢轨时,提升速度可提高至 9m/s。

5 验算提升加、减速度,主要是对坡度小或倾角变化大的斜井(坡)而言,若提升系统的加、减速度超过容器下滑、停车时的自然加、减速度,则会产生松绳和断绳的事故。

14.2.2 斜井(坡)串车提升相当竖井罐笼提升,所以提升时间相

同。箕斗与机车或汽车联合运输时,一般装载站矿仓容积较小,或采用通过式漏斗直接装载。箕斗提升受运输环节牵制,因而纯提升时间短些。

14.2.3 本条第1款规定“采用通过式漏斗,装矿休止时间应根据不同车辆的卸矿时间确定”说明如下:向箕斗装一车矿石的休止时间即为汽车或矿车的卸矿时间,一般取40s~60s;向箕斗装两车矿石的休止时间即为两辆车分别向箕斗卸矿的时间另加调车时间,调车时间与调车方式有关,对于矿车移位时间可取5s~8s,当汽车只有一个卸车位置时,调车时间取60s。

14.3 提升容器与提升钢丝绳

14.3.1 本条规定“每次提升矿车数宜与电机车牵引矿车数成倍数关系”,主要是为了在上、下部车场内调车方便以及运行安全。规定的“每次提升矿车数不宜超过5辆”是考虑到车场布置尺寸不宜过大和矿车运行的稳定性。

14.3.5 本条第2款规定的斜井串车提升钢丝绳推荐选择用外层钢丝较粗的交互捻钢丝绳,主要是考虑不松捻、耐磨和抗弯曲疲劳性能好。箕斗或台车提升不需摘、挂钩,宜采用同向捻钢丝绳,主要是考虑同向捻钢丝绳性能柔软、表面光滑、接触面积大、抗弯曲疲劳性能好,使用寿命长,断丝时便于检查。

14.4 斜井提升装置

14.4.4 本条对斜井提升设备安全制动进行了规定。

1 安全制动时制动闸的空行程时间一般为0.5s。施闸时间则决定于安全制动时的制动力矩和安全制动减速度。过卷距离应为提升容器在上述两时间内所运行距离之和的1.5倍。

2 限制满载下放时安全制动的最低减速度是为了使提升系统在紧急情况下,能够尽快制动住。限制满载提升时的最大减速度,是为了防止制动时提升侧的钢丝绳的张力过大,使单绳系统提

升机卷筒荷载过大,造成提升机事故。

对满载提升时的减速度数值要求是考虑到在制动时,如果制动减速度过大,提升物会在惯性力的作用下继续前进,设计的提升速度无法实现。提升钢丝绳会产生松弛现象,落在斜井井筒内,造成提升容器失去控制。所以在设计和调试斜井提升系统时,一定要验算安全制动时的减速度是否能够实现。

14.5 斜井与车场连接

14.5.2 斜井(坡)线路上的道岔,辙岔角越小越安全,维修工作量也少,因此对于提升矿石、废石和升降人员的斜井(坡)线路,不宜小于5号道岔。提升材料等辅助斜井(坡)线路,因提升量不大,提升速度较小,可以选用4号道岔。

14.5.5 竖曲线半径应大于通过车辆轴距的15倍,并应保证长材料及电机车顺利通过,防止矿车前轮被吊起而引起矿车掉道事故。

14.5.6 串车提升的甩车道应通过水平曲线和竖曲线与斜井相连。斜井倾角太小,车场与井筒间的岩柱不易施工和维护,吊桥长度大,故中间阶段采用吊桥连接时倾角应大于 20° 。

15 坑内运输

15.1 机车运输

15.1.1 架线式电机车的集电弓,在机车运行过程中经常和架线之间产生火花。如果回风巷道中遇到有爆炸性气体存在,所产生的火花便成为了点火源,导致爆炸性气体燃烧和爆炸,因此,不得使用架线式电机车。

硫化矿易氧化产生二氧化硫,本身在一定的条件下就可自燃发火,如果遇到外界点火源,引发火灾的可能性将更大。因此,高硫、有自燃发火危险和存在瓦斯危害的矿井,应使用防爆型蓄电池电机车,以免因集电弓与架线之间打火引发火灾。

15.1.2 由于运输线路越长,人员行走与电机车运输交叉时间也越长,发生电机车伤人事故的几率就越大,同时,作业人员行走的体力消耗也越大。因此,为保证作业人员的安全,减轻作业人员的体力劳动强度,特规定由井底车场或平硐口到作业地点所经平巷长度超过 1500m 时,应设专用人车运送人员。

2 本款规定专用人车应有金属顶棚,是为了防止乘车人员在车辆运行过程中意外受到物体打击。车棚应采用厚度不小于 2mm 的钢板,或具有同等强度的其他材料制作;沿车棚纵向每隔不超过 600mm,应用厚度不小于 8mm 的钢材配筋加强;车棚与车架的连接应牢固可靠。专用人车的车棚、车厢和车架之间应做好电气连接,确保通过钢轨接地,以免在发生电气漏电或者其他电气故障时,危及乘车人员的安全。

3 本款规定人车行驶的速度不能太高,因为井下的轨道条件一般不是太好,行车速度过高易发生脱轨而造成人身伤害事故。同时,由于井下的行车视距较小,行车速度过高时,遇到突然情况

司机来不及处理,也易造成事故。

4 本款规定人员上下车的地点要有良好的照明,是为了防止因光线不好,作业人员看不清车场的情况而发生刮碰、摔跤或被车辆撞击等意外。同时,要有发车声光信号,以提醒乘车人员坐好,抓好扶手,防止人车突然启动而碰撞致伤。人员上下车时,应切断人车滑触线的电源,以防止因意外漏电而人车接地又出现故障导致乘车人员发生触电事故。

5 本款规定调车场应设区间闭锁装置,是为了防止人员上下车时,其他车辆进入乘车线,撞击人车,引发事故。

15.1.3 表 15.1.3 中,阶段运输量为 300kt/年~600kt/年矿车容积选 1.2m^3 或 2m^3 ,轨距取 600mm 比较合理。若选用 4m^3 矿车,其轨距为 762mm,则所有辅助车辆都得采用 762mm 轨距,自重增大,道岔、轨枕等也加大。且 4m^3 矿车车厢宽度大,巷道开凿工作量增加,基建投资大,所以阶段运输量为 600kt/年的矿山,采用 2m^3 矿车在技术经济上是合理的。

15.1.6 本条对电动车的计算和校核进行了规定。

1 电机车牵引能力按启动条件计算,一般可以满足牵引电动机的发热及列车制动距离条件的要求。但如重列车长距离上坡或大坡度下坡,则电动机温升过高或制动距离过长,故应按电动机发热与制动距离条件进行校核。

2 在高原地区由于大气压力低,空气密度小,使机车空气制动装置制动力大大降低,因此在按重列车下坡制动条件计算列车牵引质量时,应修正机车制动力。

15.1.7 窄轨铁路所列的三个电压等级,目前普遍采用 550V 和 250V。大型矿山,由于运量大、运距长,直流 550V 电压难以满足要求,当接触导线最大弛度时距轨面高度、直流杂散电流对金属管道和设备的腐蚀等安全措施可靠时,可采用直流 750V。

15.1.8 本条第 3 款规定的“至运送人员车站”,是指从井底车场至运送人员的起点站,主要是考虑到在井底车场布置运送人员车

站时,副井下放人员、材料与入车上下人员相互影响,为减少相互影响,运送人员车站一般布置在井底车场附近。

15.1.9 本条对架线式电机车滑触线的架设进行了规定。

1 本款规定滑触线悬挂点的最大间距,目的是为了保证滑触线基本平直,确保电机车集电弓与滑触线平稳接触,以提高运输效率。同时,防止滑触线过度下垂,导致架线高度过低,对人员的安全构成威胁。

2~4 规定滑触线和附近的导体之间要保持良好的绝缘及一定的间距,是为了避免在矿井中形成杂散电流,影响爆破器材库和爆破作业的安全,避免作业人员发生触电事故。

15.1.11 固定式矿车优点是车皮系数小,结构简单,坚固耐用,不漏矿,但其卸车设备复杂,卸矿站工程量大,矿石易结底;底侧卸式矿车优点是卸载连续、速度快,卸车效率高,卸载时矿石不砸曲轨,卸载平稳,前冲击力小,车场简单,卸矿站能双向进出车,但车皮系数较大,故当阶段运输量较大,矿车容积超过 4m^3 时,宜优先采用固定式矿车或底侧卸式矿车。当矿车容积小于或等于 4m^3 时,为节约巷道开凿量,宜采用宽度较小的侧卸式矿车或固定式矿车。

15.1.12 矿车按全矿备用。因矿车调度比较灵活,故矿车备用可按全矿使用矿车数计算。矿车是比较容易损坏的设备,生产须不断补充更新。因此,备用只考虑保证一段时间生产的需要,以减少基建投资。一般矿车备用辆数能与备用机车数配套多一点就够了,因此通常取工作矿车数的 $20\%\sim 30\%$ 。

15.1.14 振动放矿机是一种安全、高效、连续、可控性好并有利于防止溜井矿石结拱的放矿设备,因此在运输量较大的矿山宜采用振动放矿机装矿;对于含泥、水量大的矿石,溜井放矿时,单一形式的放矿设备难以控制其矿流或堵塞,因此宜采用带有振动底板装置的组合式闸门。

15.1.15 本条规定是因为有轨运输的矿山,电机车及矿车维修比较频繁,上下井不方便,为了不影响正常的提升运输,因此应在坑

内设置电机车与矿车修理硐室。

15.1.16 运输线路通过能力按运行图表计算是最理想的情况。考虑到各种影响因素和意外情况以及管理上的原因,应有 30% 的储备能力,方能保证运输任务的完成。

15.1.17 平巷水沟自流坡度一般不小于 3‰,线路等阻坡度通常为 3‰~4‰,故线路坡度宜按 3‰~5‰ 设计。

15.1.18 本条规定是为了确保列车的正常运行,减少设备之间的磨损和设备维修工作量,提高工作效率。车辆的轴距和轨距是固定的,当矿车或列车通过轨道的曲线段运行时,轨道的曲线段轨距如果换算成直线轨距(或者有效轨距)实际上是减小了。虽然在工程实践中加宽了曲线段的轨距,但增加量是有限的。如果轨距过度加宽,会造成车辆脱轨事故;如果过小又会卡住矿车或者电机车的车轮,使矿车运行阻力增大,并出现啃轨现象,使车辆迅速损坏。条件允许时,应尽可能把曲线半径提高,以防止车辆掉道事故,减少车辆和轨道之间的磨损,提高运输效率和经济效益。尤其是新建矿山,普遍采用大型高效的运输设备,适当加大矿山运输轨道的转弯半径,对矿山生产管理和提高经济效益具有重大意义。

15.1.19 轨道的技术要求中,对轨距误差的要求,是为了保证列车在运行过程中向两侧摆动的距离不要过大,以减少车辆对轨道的冲击和磨损。对轨道平面的误差要求是为了减小列车运行过程中车辆的晃动,提高列车运行的稳定性。对钢轨接头间隙的规定是为了减少列车运行过程中的震动减少磨损和提高车辆使用寿命,使司机在工作过程中不致承受太大的震动和冲击,保护司机的身体健康。上述规定还可以防止翻车和脱轨,提高运输效率和经济效益。

15.2 无轨运输

15.2.2 井下使用的内燃设备,其排放的尾气中含有一氧化碳、氮氧化物、碳氢化合物、硫的氧化物和碳烟等有毒有害物质,如果井

下作业场所通风条件不好,会导致尾气积聚,有害物质的浓度超标,严重危害作业人员的健康。因此,本条规定了井下使用的内燃设备应使用低污染的柴油发动机,每台设备应有废气净化装置,净化后的废气中有害物质的浓度应符合现行国家标准《工业企业设计卫生标准》GBZ 1、《工作场所有害因素职业接触限值》GBZ 2 的有关规定。

无轨设备上配备灭火器是为了满足消防的要求,当车辆失火时,可以及时灭火,避免造成更大损失。

15.2.3 本条明确了柴油铲运机运矿的适用范围。

1 铲运机的经济合理运距,根据我国使用的实践经验,应小于300m为宜。

2 本款是指铲运机用于采矿场内出矿,由于它在短运距内装载能力大,一般能缩短采场生产周期,提高采场出矿能力。

3 本款是指用于阶段或分段运输、点多分散或标高不一的平底装矿,量不大而运距近,可充分发挥铲运机的机动灵活的优势。

4 在无轨掘进作业中用铲运机出渣,配合其他无轨设备可提高掘进速度。

15.2.5 本条对选用矿用自卸汽车运输进行了规定。

1 运距小于4km是参照露天矿使用汽车运输情况确定的。

2 本款是为了体现汽车运矿的优势,满足深部延深短期提前出矿的需要。

3 用汽车自地下装矿后直接运至地面,该运输方式的优点是生产环节少,建设投产快,可边开采边延深,充分发挥无轨设备的优越性。

4 本款是为了便于汽车维修、减少备品备件的种类和数量。

15.2.6 本条规定的“地面宜设相应的故障修理和部件修复的机修设施”,是为了保证设备正常运行,提高设备出勤率而制定的。有条件的无轨运输矿山,可依托社会承担。

15.2.7 本条对铲运机作业参数的选取进行了规定。

1 铲运机装载、卸载、掉头时间是按铲运机装载时间 30s~80s,卸载时间 20s,掉头时间 $2 \times 20s$,其他影响时间 30s~40s 相加计算而得,定点装载时取小值,不定点装载时取大值。

2 铲运机运行速度主要取决于坑内路面质量。

4 每班纯运行时间 3h~5h,主要取决于有无足够的矿量待装,有无足够容量的溜井备卸以及设备状况是否良好。通常情况下,采场装矿宜取小值,多点作业或矿源充足时可取大值。

5 铲运机年工作班数 500 班~600 班,是考虑到每台设备要有必要的保养和计划检修时间,才能确保铲运机处于良好的工作状态。

15.2.8 本条对矿用自卸汽车作业参数的选取进行了规定。

1 装载、卸载、调车及等歇时间包括装载定位、装载、卸载定位、卸载、装卸载调车及等歇时间。

2 指通常情况下,运矿斜坡道坡度为 10%,重车上坡、空车下坡是指在斜坡道上的运行速度。重车上坡的速度应综合考虑所选车辆的性能曲线、路面质量、行车环境等因素确定,重车上坡速度一般取 8km/h~10km/h。规定重车下坡行驶速度 10km/h~12km/h,是为了保证安全行驶,要求使用低档速度,以便控制车速,减少使用工作制动器,防止工作制动器因过度使用而发热甚至失效。水平运行速度是指在铺有良好的路面材料的专用水平运矿巷道内的速度。

15.3 带式输送机运输

15.3.2 矿山运送原矿用的带式输送机向上或向下输送物料时,当带式输送机的倾角达到一定程度时,胶带上的物料在胶带运动过程中就会产生向下滚落现象;因此对带式输送机倾角予以限制。

带式输送机的输送能力随其坡度的提高而减小,因而在条件许可时,应尽量选用较小倾角,对于带速超过 2.5m/s 的输送机,为保证机尾不撒料,输送机的最大坡度应较规定值减小 $2^{\circ} \sim 4^{\circ}$,速

度越高,倾角越小。

15.3.3 规定输送带的最小宽度不小于物料最大尺寸的2倍加200mm,是为了确保带式输送机上料时,或者带式输送机运行过程中,物料始终位于胶带内,不会撒到胶带外面,也不会导致胶带跑偏。根据国外经验,对于输送堆积角为 20° 、无粉矿的块矿时,输送物料的粒径不应大于带宽的 $1/5$;输送物料为10%的块矿、90%的粉矿时,粒径不应大于带宽的 $1/3$ 。

15.3.6 本条对输送带的确定进行了规定。

1 对于大运量、长距离输送机,一般输送带张力较大,宜采用有较大张力和较小伸长率的钢丝绳芯输送带。

2 输送机工作环境温度低于 -25°C 时,为保证低温作业时输送带能正常工作,提出了对输送带工作温度的要求。

3 根据输送物料种类多和性能差异大的特点,在设计中应提出输送带覆盖层厚度和性能参数要求。根据现行国家标准《普通用途钢丝绳芯输送带》GB/T 9770和《输送带 具有橡胶或塑料覆盖层的普通用途织物芯输送带》GB/T 7984对覆盖层的等级划分规定,规定了应根据被输送物料的性质选择输送带覆盖层。硬质岩对输送带冲击大而且易撕裂输送带,“H”级覆盖层有较好的耐磨性和耐冲击性能,并应选用较厚的上覆盖层。输送软质岩时,可选用“L”级覆盖层。

15.3.7 加、减速度的选取应保证设备运行平稳,不产生喘振和撒料现象,输送带与被输送物料、输送带与驱动滚筒之间不发生滑动现象,以及电动机启动制动力矩不超过额定值,所以加、减速度应选择适当。

15.3.8 采用单滚筒驱动时,驱动装置简单,占地面积小,易于控制。采用双滚筒驱动的优点是能够传递较大的功率,并能降低输送带的张力。当功率配比 $n=2:1$ 时,降低胶带张力效果较好。

15.3.9 驱动滚筒直径与钢绳直径的倍数过小,钢绳易产生疲劳破坏,降低胶带使用寿命。

15.3.10 本条第1款,现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423—2006第5.3.4.4款规定:“钢绳芯带式输送机的静载荷安全系数应不小于5”,第6.3.1.16款规定:“……钢绳芯带式输送机的静载荷安全系数应不小于5~8”。

现行国家标准《带式输送机工程设计规范》GB 50431—2008第7.4.1条第3款规定:“钢丝绳芯输送带安全系数,可取7~9;当带式输送机采取可控软启、制动措施时,可取5~7”。

根据以上两个规范的有关规定,经分析研究国内外钢绳芯胶带使用情况,本条第1款规定“按静荷载计算,静荷载安全系数不应小于8;当钢绳芯带式输送机采取可控软启动、制动等措施时,静荷载安全系数不应小于5”。

15.3.11 本条对带式输送机拉紧装置的布置和拉紧方式进行了规定。

1 带式输送机的启动和运转必须使输送带具有一定的拉紧力,拉紧装置是保证带式输送机正常运转必不可少的重要设备。拉紧装置的布置应考虑以下主要因素:

- 1) 尽量布置在输送带张力最小处或靠近传动滚筒的松边。
- 2) 确定拉紧力的大小必须考虑正常运转和满载或空载启动、制动等各种情况。
- 3) 拉紧行程必须考虑输送带的弹性伸长、永久伸长和输送带的接头余量,输送带的伸长特性、启动和制动过程是否可控等因素。
- 4) 拉紧装置对输送带张力的响应速度。

2 带式输送机拉紧装置一般采用电动绞车和液压自动拉紧装置,是因为自动拉紧装置和固定拉紧装置最大的不同点在于自动拉紧装置具有响应功能,即开车前停机后以及运行中可以使滚筒车架有位移,拉紧力可以变化,也可以保持恒定。

固定式拉紧装置有重力拉紧、螺旋拉紧、绞车固定拉紧等。重力拉紧装置始终使输送带拉紧力保持恒定,在启动和制动时会产

生上下振动,但惯性力也会很快消失。由于重力拉紧装置的拉紧力是恒定的,拉紧力要按带式输送机启动、制动以及正常运转时的最大张紧力进行设定。螺旋拉紧装置拉紧行程短,只适用于短距离带式输送机。绞车固定拉紧装置有手动和电动两种,手动绞车一般适用于中等长度的带式输送机,电动绞车一般适用于长距离带式输送机。

15.3.12 本条第2款带式输送机与其他设备突出部分、支护之间的间隙包括带式输送机最突出部分与提升容器的间距,规定的“带式输送机与其他设备突出部分、支护之间的间隙不应小于0.4m”,是依据现行国家标准《金属非金属矿山安全规程》GB 16423—2006第6.1.1.10款:“带式输送机与其他设备突出部分之间的间隙,应不小于0.4m”,第6.3.1.16款:“带式输送机最突出部分与提升容器的间距应不小于300mm”,两者之间取大值而制定的。

16 压气设施

16.1 站址选择

16.1.1 本条对站址选择进行了规定。

1 站址靠近用气负荷中心,可节省管道,减少压力损失,减少耗电,保证供气压力;压缩空气站是全矿用水、用电负荷较大者之一,要考虑供电、供水的合理性。

2 空气压缩机是直接从大气吸气,为了减少机器的磨损、腐蚀,防止发生爆炸事故,确保空气压缩机吸入气体的质量,故要求压缩空气站与散发爆炸性、腐蚀性、有毒气体和粉尘等场所有一定距离。但由于其散发量难以作定量规定,且有害物对空气压缩机的影响与其浓度等关系缺乏科学数据,因此,未对两者之间的距离作具体规定,而只规定避免靠近这些场所。在大气中,传播有害物起主导作用的是风。因为我国许多地区冬季盛行偏北风,夏季盛行偏南风,两者风向相反,如把压缩空气站放在有害源的某个风频稍大的上风侧,随着季节变更,盛行风向相反,上风侧就变成了下风侧,站房就不可避免地受到有害物的影响。因为全年风向最小频率的下风侧是一年中风吹来的次数最少的,因此将站房放在最小风频的下风侧,站房受到有害物的影响为最少。

3 空气压缩机运转时发出较大的噪声,活塞空气压缩机为80dB(A)~110dB(A),螺杆空气压缩机为65dB(A)~85dB(A),离心空气压缩机为80dB(A)~130dB(A),压缩空气站址应根据各种场所的噪声允许标准、压缩空气站的噪声级、传播途中的隔声障(建筑物、构筑物和林带等)等条件综合考虑,其防护间距应符合现行国家标准规范的有关规定。

各类场所的噪声允许标准应符合现行国家标准《声环境质量

标准》GB 3096、《工业企业噪声控制设计规范》GB 50187 等的有关规定,压缩空气站噪声级可参照类似压缩空气站的噪声级实测数据或经计算确定。

活塞空气压缩机在运转中的振动较大,螺杆和离心空气压缩机的振动要小一些,空气压缩机在运转中的振动影响本站和防振要求较高的邻近建筑物、构筑物等。因此,应根据空气压缩机的类型、设备的允许振动要求,以及地质、地形等条件综合考虑,其防振间距应符合现行国家标准《工业企业总平面设计规范》GB 50187 的有关规定。

16.2 设备选择与计算

16.2.3 本条对空气压缩机的型号和台数进行了规定。

1 本款规定空气压缩机的型号不宜超过两种,是从方便维护管理、减少备品备件品种和检修等方面考虑的。

2 地面压缩空气站内,活塞空气压缩机或螺杆空气压缩机的台数以3台~6台为宜,如站内只安装1台~2台机组时,对确保供气、适应负荷变化以及备用容量等方面都较为不利,故下限推荐为3台。但空气压缩机台数过多,维护管理不便,建筑面积也增加。因此,当供气量大时,应采用大型机组。考虑到站房扩建的可能,新建站房初次装设机组上限推荐为6台。离心空气压缩机机组的台数以2台~5台为宜。据对国内离心空气压缩机站的调研,多数站为2台~5台,既能确保供气,也能适应负荷变化,维修管理较为方便。

3 本款规定主要考虑小于 $20\text{m}^3/\text{min}$ 的空气压缩机外型尺寸小,设备运输至井下方便。

4 本款规定备用台数不少于1台,是根据国内矿山安装空气压缩机不大于5台的站房,其中1台作为备用,大多数情况下均能满足生产和机组轮换检修的需要。

16.2.4 一般情况下,单台排气量为 $20\text{m}^3/\text{min}$ 及以上,且总安装

容量不小于 $60\text{m}^3/\text{min}$ 的压缩空气站宜设桥式起重设备；小于以上容量的压缩空气站可设单轨起重设施。

16.3 站房布置

16.3.1 本条对压缩空气站设备布置进行了规定。

1 站房内空气压缩机单排布置，可以把吸气管和排气管分配在空气压缩机两侧，供电、供水线路布置也比较方便，起重设备跨度也可减小，通风散热条件好。

2 离心空气压缩机的吸气过滤装置宜独立布置，其独立布置方式既不影响通风采光，又便于安装检修，目前已普遍采用。

3 设置高位油箱或其他能够保证可靠供油设施的目的，是为了保证在事故断电情况下，离心空气压缩机组能得到充分的润滑油，以免烧坏轴承，引发事故。

4 空气压缩机组的联轴器和皮带传动部分装设安全防护设施，是为了避免机组高速转动部分外露，防止事故。

5 尽量缩短吸气管长度，主要是为了减少吸入空气的压力降。

16.3.2 本条对压缩空气站厂房的布置进行了规定。

1 压缩空气站的朝向对站内通风降温有很大影响。站内由于机组大量散热，夏季机器间内气温很高，一般在 40°C 左右，有的站内温度竟高达 45°C 以上。充分利用自然通风是效果显著又最经济易行的降温措施。本款强调站房的朝向，以利于夏季有自然通风。

2 压缩空气站宜为独立建筑物，有利于降低噪声和振动对周边建筑物、构筑物及环境的影响。近年来，由于螺杆空气压缩机制造技术的进步，其噪声比活塞空气压缩机、离心空气压缩机要低，结构紧凑、基础简单、减振效果好、自动化程度高，因此，得到了广泛的采用，也为装有这种机型的站房与其他建筑物毗连或设在其内提供了有利条件。参照国内螺杆空气压缩机站的使用情况，排

气量不大于 $20\text{m}^3/\text{min}$ 螺杆空气压缩机的压缩空气站可与其他建筑物毗连或设在其内。

考虑空气压缩机吸气、通风和散热的要求,以及噪声和振动等对建筑物、设备和环境的影响,故规定当“与其他建筑物毗连或设在其内时,宜用墙隔开,空气压缩机宜靠外墙布置。设在多层建筑内的空气压缩机宜布置在底层”。

3 空气压缩机在运转中有一定的振动,特别是活塞空气压缩机振动较大,影响站房和周边防振要求较高的建筑物、构筑物等设施,本条规定“空气压缩机的基础应根据环境要求采取隔振或减振措施,并应与建筑物分开”。

16.4 储气罐

16.4.1 本条规定是因为储气罐具有燃爆可能性,不少厂、矿都曾发生过爆炸事故。储气罐布置在室外,主要是从安全角度考虑,其次也可减少站内的散热量并节约站房的建筑面积,储气罐若能布置在背面,可减少日晒,也可减少其爆炸的外因。

储气罐与墙之间净距的确定原则是不影响通风和采光,其下限净距 1m 是基于储气罐与墙基础不应相互干扰且按安装、检修需要最小距离而确定的。

16.4.2 从压缩空气站的事故来看,除超压、水击或机械事故外,凡燃烧爆炸无不与油有关,油是燃烧爆炸的内因;排气温度过高,空气中含粉尘、静电感应等是外因。装设后冷却器既能清除部分油水,又能降低压缩空气的温度,对减少油垢和油在高温下形成积炭都有好处。鉴于近几年来的一些事故,为了保证安全,本条规定活塞空气压缩机和离心空气压缩机都应装设后冷却器。

据对 150 多个压缩空气站的调查,机组与供气总管之间绝大多数采用单独的排气系统,即各机组之间不共用后冷却器和储气罐。普遍反映这种系统简单、管理方便、不会误操作。有个别站空气压缩机合用或轮用储气罐或后冷却器,从而使管道系统复杂化,

带来误操作及管道振动等不良后果。

16.4.3 为了使空气压缩机能在无背压情况下启动,以减小电动机的启动电流,在空气压缩机与储气罐或排气母管之间应装设止回阀。

在无背压情况下,空气压缩机可以采用不同方式做到卸载启动。在启动方式中,以打开放空管的方式操作最简便,且空载负荷最小,在空气压缩机达到额定转速对机组加载时,此方法最平缓有效,因此在空气压缩机与止回阀之间应设放空管。

活塞空气压缩机与储气罐之间装切断阀易发生误操作事故,因而不应该装设此阀门。如果要装设切断阀,则在空气压缩机与切断阀门之间应装安全阀,以保证安全运行。

离心空气压缩机因自身设计要求,其转子轴承只允许一个方向旋转,且轴承的润滑油进口有方向要求,即只允许一个方向进油。因此规定离心空气压缩机与储气罐之间应装止回阀和切断阀,以防止空气倒流。

离心空气压缩机放空管上设调节阀的作用是:在空气压缩机运转过程中,当用气量发生变化,流量逐渐减少,将接近机组设定的最小流量值时,或压缩机与储气罐之间的切断阀门因误操作而未开启时,放空管上的调节阀门将自行开启,将压缩空气排向大气,避免该处管内压力升高,超出设计允许值,并确保空气压缩机在喘振流量以上运行,防止发生喘振现象。

16.4.4 储气罐上装设安全阀,是为了当储气罐内压力超过额定值时泄压,防止爆炸。储气罐与供气总管之间装设切断阀,是为了当机组停用检修时切断与总管系统的联系。

16.5 空气压缩机冷却用水

16.5.2 空气压缩机冷却水入口处的压力上限,对于活塞空气压缩机,根据现行国家标准《一般用固定的往复式空气压缩机》GB/T 13279 的规定,供水压力不得大于 0.4MPa。

螺杆空气压缩机冷却水的供水压力,根据现行国家标准《一般用干螺杆空气压缩机技术条件》GB/T 13278 的规定及工厂压缩空气站机组实际运行情况,其供水压力均不大于 0.4MPa。

离心空气压缩机冷却水的供水压力,按现行行业标准《石油、化学和气体工业用轴流、离心压缩机及膨胀机—压缩机》JB/T 6443 的规定及对几个离心压缩机站实际运行情况的调查了解,均不大于 0.5MPa,一般为 0.4MPa。

至于空气压缩机冷却水的供水压力下限,应以保证机组所需冷却水能畅流来确定,除克服水路系统的阻力外,还应有一定的裕量。根据调查了解,活塞空气压缩机、螺杆空气压缩机及离心空气压缩机冷却水供水压力下限为 0.10MPa~0.15MPa。

冷却水给、排水温差小于 10℃ 时,所需水量增大,流速增高,水路系统阻力也相应增大,因此,下限水压应适当加大。同样,采用单泵循环系统时,除克服机组阻力外,还应考虑水提升到冷却塔的扬程,下限供水压力也应加大。

16.5.3 本条对空气压缩机冷却水水质进行了规定。

1 鉴于现行国家标准《工业循环冷却水处理设计规范》GB 50050 对循环冷却水水质标准已有详细规定,且根据调查测定和收集到的资料,符合该标准有关参数的水质均适用于压缩空气站,故水质标准按该规范规定执行。

2 根据国内矿山空气压缩机实际运行情况,当碳酸盐硬度与排水温度关系超过本规范表 16.4.3 时,为防止结垢,限制冷却水的碳酸盐硬度,水质硬度较高的地区应进行软化处理。

16.6 压缩空气管网

16.6.1 地面管道的布置有架空、管沟和埋地三种方式,各有其特点和使用条件。架空管道,安装维修方便,便于改造,夏热冬暖地区、温和地区、夏热冬冷地区和寒冷地区的大多数矿山广泛采用该布置方式。管沟布置如能与热力管道同沟,是经济合理的。直接

埋地布置在寒冷地区及总平面布置不希望有架空管线的矿山采用较多。寒冷地区和严寒地区的饱和压缩空气管道架空布置时,冻结的可能性比较大,尤其是严寒地区需采取严格的防冻措施。

16.6.2 管道埋深是根据载重车辆驶过时传到管顶上的压力不会损坏管道来确定的。加防护套管是为了减少管道承压和便于检修。

16.6.3 本条对压缩空气管道设计进行了规定。

2 输送管道设计应力求使工作点的压力大于风动工具的额定压力 0.1MPa,以保证风动工具的正常工作,当难以保证或经济上不合理时,应采用增压措施。

3 管道采用焊接连接已有多年成熟经验,焊接比法兰连接具有省料、施工快和密封性好等优点,但井下管道太长,焊接有困难,安装检修也不方便,可根据安装检修条件决定焊接管段的长度。

5 安装油水分离器是为了把油水分离出来,不让它随压缩空气进入气动工具,以提高气动工具的工作效率。

17 破 碎 站

17.1 露天破碎站

17.1.1 露天破碎站的形式有固定式破碎站、半移动式破碎站、移动式破碎站。移动式破碎站受结构限制,单台设备最大能力为1000t/h左右,在露天坑具备布置多台移动式破碎机的条件下,10000kt/年以下的矿山可考虑采用。

17.1.3 本条第4款确定半移动式破碎站的移动步距,首先是考虑尽量缩短汽车运距,同时还要考虑拆迁、安设和调试所需要的时间及工程量,根据国内外使用经验,半移动式破碎站移动一次的服务年限一般不小于5年。

17.1.5 本条对破碎站布置进行了规定。

1 当采用给矿设备给料时,物料需通过放矿口放矿,放矿口和破碎机受料口尺寸限制了通过物料的最大块度,大块易造成放矿口堵塞,处理困难,因此在原矿运输设备卸载口宜设置格筛,防止大块进入料仓。

3 下部缓冲仓容积不应小于自卸汽车有效容积的2倍,是考虑当下部排料皮带机出现故障停机,上部受料仓满仓时,此时下部缓冲仓应能全部消耗掉上部受料仓的矿石。

17.2 井下破碎站

17.2.1 设置井下破碎站的条件是矿石块度不能满足箕斗提升或带式输送机运输的要求,且无法用控制采场凿岩爆破参数降低崩矿块度;采用二次破碎,破碎量大,难以满足生产要求时,才采用井下集中破碎站。

17.2.2 本条对井下破碎设备选型进行了规定。对年产量小于

2000kt 的矿山,颚式破碎机比旋回破碎机经济。随着技术进步,颚式破碎机的年破碎能力可达 4000kt,年产量超过 4000kt 时,颚式破碎机难以满足生产要求,因此大于 4000kt 的矿山,应选用旋回破碎机。

17.2.3 本条对破碎站的布置进行了规定。

1 本款规定了两个出口,大件运输通道一般与副井相连,作为破碎硐室进风道及安全出口,人行通风联络道一般与专用回风井相连,作为回风道及安全出口。

2 本款规定了破碎机上部和下部矿仓容积,上部矿仓容积主要是考虑到阶段运输的不连续性而规定的;下部矿仓容积主要考虑减少提升运输设备、破碎机出现事故时的相互影响和生产的均衡性。条件允许时,应尽量加大上、下部矿仓的容积。

3 破碎机工作时,为保证均匀给矿,一般选用振动给矿机和重型板式给矿机。振动给矿机结构简单,重量轻,能耗省,安装、操作、维修方便,有条件时应优先采用。但若矿石含泥水多或矿石黏性较大时,宜选用重型板式给矿机。

18 排水与排泥

18.1 露天矿排水

18.1.1 本条为强制性条文。露天矿山,如果未设置防洪、排洪设施,则洪水直接冲刷边坡,极有可能导致滑坡事故发生。深凹露天矿,由于自然泄水条件较差,遇到连续多天的暴雨,可能会淹没露天坑,影响生产的正常进行。因此,要求露天矿山,尤其是深凹露天矿山应设置专用的防洪、排洪设施。

18.1.2 本条第1款,山坡露天采场封闭圈以上,应在露天边坡平台上布置截水沟,将水导出采场;当深凹露天采场附近有低于封闭圈一定高度的合适地形,且经济上合理时,应采用井巷自流排水。

18.1.3 本条对露天采场排水设计进行了规定。

1 多年雨季月平均降雨量取当地历年雨季降雨量的算术平均值。当地有10年以上的降雨资料时,其计算精度基本可以满足设计要求。

2 本款采用的暴雨频率标准,是根据国内露天矿多年设计标准及实践经验确定的。

3、4 短历时暴雨量系指历时小于24h的暴雨量。长历时暴雨量常用1d、3d、7d、15d暴雨量。

18.1.4 本条第7款“截水沟坡度较陡地段”,露天采场境界外是指截水沟地形坡度较大、对下游建筑物或其他地面设施有不利影响的地段;露天采场内是指水沟引水至下一台阶的地段。跌水消能是在陡坡下部设置消能水池,陡坡消能是在水沟陡坡段和陡坡底部用人工加糙的消能方式。

18.1.6 本条对排水系统设计进行了规定。

5 水泵的扬程与水泵级数有关,扬程越大,级数越多,设备越

重,不易搬移。但露天坑内移动式水泵是开采水平的不断下移而增加扬程的,若所选水泵扬程太小,则更换频繁。为了延长水泵的服务年限,便于搬运,一般移动泵站的水泵扬程不宜超过 100m。

6 露天排水泵站的水池容积规定为不小于 0.5h 的水泵排水量,是根据水泵的最大启动频率考虑的,水池容积过小时,会因设备启动频繁而缩短设备寿命。

18.1.8 本条第 2 款,冰冻地区管道宜埋设在冰冻线以下,如果埋在冰冻线以上时,宜采用石棉或其他保温材料把管道包起来防冻。

18.2 井下排水

18.2.1 采用一段排水时,上阶段的水流至下阶段排出,会增加能耗,但开拓工程量小,系统和管理简单,因此,一段排水通常用于矿井较浅、开采阶段数不多的矿山;若上部水平涌水量很大,下部水平涌水量相对较小,为降低能耗,宜采用分段排水,主排水泵房应设在涌水量最大的阶段。

18.2.2 井下排水正常涌水量的计算应在水文地质提交的正常涌水量的基础上,加上井下生产废水。

18.2.3 本条对井下排水设备的选择进行了规定。

1 井下排水设施是地下矿山生产的重要安全措施之一。不论涌水量(含生产废水)大小,井下主要排水设备应有工作、备用和检修水泵。当井下涌水量小时,工作、备用和检修水泵至少各 1 台;当井下涌水量大、水泵数量较多时,可多台工作,多台备用,1 台检修。应保证工作水泵能在 20h 内排出一昼夜的正常涌水量,工作泵和备用泵同时工作能在 20h 内排出一昼夜的最大涌水量的安全要求。

坑内涌水是矿山安全生产的主要危险源之一,必须确保井下排水设备的可靠性及排水能力,本款规定为强制性条款。

3 排水高度为水仓与吸水井连接处底板至排水管出口中心的高差。

4 经调查,有的矿井由于水泵吸上真空度低,造成水仓底部积水总是排不干净,降低了水仓的有效利用容积,本款规定水泵的吸上真空度不应小于5m。无底阀和射流引水方式使用经验成熟,有利水泵顺利启动和节能,设计应积极推广采用。水泵样本上标注的吸上真空度是按标准大气压和20℃温度下给出的,因水泵安装地点的具体条件不同,吸上真空度需进行具体换算。

6 当矿井水的pH值小于5时,对水泵和管道腐蚀严重。可在矿井水未进入水泵及管道前进行中和处理,但要增加一套酸性水的处理设施,生产管理较复杂;也可采用耐酸泵,排水管道也要采用防酸措施,因此酸性水的排水方案应通过技术经济比较确定。

7 主排水泵房内的闸阀宜选用电动闸阀,可减轻劳动强度,便于远距离控制和操作。

18.2.4 本条对井下水泵房的布置进行了规定。

1 主水泵房中的设备用电负荷所占比重较大,井下主变电所宜靠近主水泵房布置。

2 通往井底车场出口处设防水门是为了当井下出现特大涌水时,保护泵房内的设备,使排水设施可以正常工作。另一个出口用斜巷与井筒梯子间相连,作为人员逃生的通道。泵房地面标高比其入口处巷道底板标高高0.5m,是为了防止巷道内的流水进入水泵房。

潜没式水泵房的特点是,泵房处于井底水仓和大巷的下方,水泵利用水仓自然水头进水。潜没式水泵房设计的防水措施应包括:

1)泵房与车场连接的斜巷上口底板应高于连接处车场底板0.5m或采取其他阻水措施,能防止车场积水流入泵房;泵房与车场或大巷相通的所有通道均应设防水密闭门。

2)泵房内应有连通分水阀门操作巷的通道,是为了防止井下突然涌水,在关闭通道密闭门的情况下,可以控制分水阀。

3)泵房中应设有安全水仓或水窝,并应配备两台水泵(一台工

作,一台备用),是为了当水仓、水泵、管道漏水时,排除积水,积水可排到吸水井内。

4) 密闭墙上预留出水管,并加闸阀,是用于突然涌水时紧急情况下增加排水设备。

5) 潜没式泵房内设水窝和排污泵,是考虑泵房内的排水管破裂时的事故排水。

3 水泵沿泵房单列布置,可以减少硐室跨度,吸水管和排水管分布在水泵两侧,配置简单,维护检修方便。

18.2.5 本条对主要水泵房水仓设计进行了规定。

1 本款规定水仓应由两个独立的巷道系统组成;水仓起贮水和沉淀作用,应定期轮流清理;当一条水仓清理时,另一条应能正常工作。当岩层条件好、施工方便时,水仓可设计成一条巷道,中间用钢筋混凝土墙隔开,分成两个独立的水仓。

2 规定水仓容积的目的是为了保证水泵正常运行,便于日常排水工作的安排和管理。涌水量较大矿山规定了较小的容水小时数,以尽量减少开拓工程量,这里应理解为所需要的下限值。

18.2.8 本条第1款,在泵房内总排水管最低处安放水管和放水闸阀,主要是为了管道检修时能将管内的水排放到水仓。

18.2.9 本条第3款,井底水窝排水泵宜选用潜污泵,是因为井底水窝通常环境恶劣,人员上下不便,而潜污泵安装、检修方便,且无需在井底设置壁龛。采用自动控制可实现远距离控制水泵工作。

18.3 井下排泥

18.3.1 充填法开采的矿山,充填物料中的细颗粒物往往从采场滤水构筑物的孔隙中随充填废水流出,污染巷道,磨损排水设备。除应加强采区管理,改善滤水设施,减少充填废水内的泥沙含量外,对流出的泥沙和细颗粒物应采取相应沉淀及清理设施以改善环境和水泵的工作条件。

水仓和专用沉淀池中的淤泥量多,需经常轮换清理,才能保证

水仓和沉淀池的有效容积。清理水仓和沉淀池的劳动强度大,工作条件恶劣,宜采用机械化清理。常用的有铲运机、油隔离泥浆泵、喷射泵、潜污泵、压气罐等,可根据具体条件选用。

18.3.2 水仓内压气排泥罐的工作气压与管路长度、排泥高度、泥浆密度、罐体结构等因素有关。一般正常工作气压为 $0.55\text{MPa}\sim 0.63\text{MPa}$,最低气压不小于 0.4MPa 。

18.3.3 高压水排泥是利用水泵的高压水将密闭泥仓内的泥浆冲挤、稀释后,通过排水管道一起排到地表。由于排水管中的泥浆水密度增加,所需水泵扬程也应加大,泥浆水的密度与浓度有关,一般重量浓度小于 30% ,相应的密度为 $1150\text{kg}/\text{m}^3\sim 1300\text{kg}/\text{m}^3$ 。

19 索道运输

19.1 适用条件和主要设计参数

19.1.1 本条对宜采用索道运输矿石或废石的情况进行了规定。

2 主要是考虑对环境保护有特殊要求的矿山,采用索道运输能减少对地形地貌及植被的破坏。

3 本款是指雨、雪、雾影响时间长,采用其他地面运输方式不能正常工作。

19.1.6 执行净空尺寸条文时,应注意下列3点:

1 净空尺寸是指索道的最大轮廓线与障碍物表面之间的距离,即安全距离。

2 从安全角度出发,当校验索道上方障碍物的最小垂直净空尺寸时,以索道顶部的最高静态位置为准;当校验索道下方障碍物的最小垂直净空尺寸时,索道底部的最低静态位置加上动态附加值,以最低位置为准。

3 矿斗与内、外障碍物之间的最小水平净空尺寸,是指已经考虑了矿斗或钢丝绳摆动之后的净空尺寸。

19.1.8 本条对索道钢丝绳的选择进行了规定。

1 密封钢丝绳具有平滑的圆柱形表面,密封性和抗蚀性好,表层丝断裂后不易翘起,承载索应选用密封钢丝绳。规定公称抗拉强度不宜低于1370MPa,是为了减轻承载索的单位长度重量,使承载索的费用相应降低,减小承载索的挠度,以改善矿斗的运行条件。

2 根据国内外矿用索道牵引索使用的经验,线接触钢丝绳的工作寿命比点接触钢丝绳高出1倍左右,而面接触钢丝绳的寿命又比线接触钢丝绳高1倍以上(四川攀枝花市洗煤厂索道经验),

为了提高矿用索道牵引索的工作寿命,应采用线接触或面接触钢丝绳。交互捻钢丝绳在绳轮上的弯曲次数,要比同向捻钢丝绳低得多。国内索道曾用过交互捻钢丝绳作牵引索,使用寿命仅数月,因此,牵引索不得采用交互捻,而应采用同向捻钢丝绳。

前苏联试验表明,在荷载相同条件下,当钢丝绳抗拉强度增大到 1746MPa 时,钢丝绳的耐久限(即钢丝绳到破坏时在滑轮上的弯曲次数)增大,而当抗拉强度继续增大时,钢丝绳的耐久限稍微下降。为了保证索引索具有适当的工作寿命,在正常条件下,最好选用抗拉强度不小于 1670MPa 的钢丝绳。

3 影响单线矿用索道运载索工作寿命的主要因素之一是表层丝磨损。甘肃武山水泥厂索道使用直径 34.5mm 的钢丝绳作为运载索,其表层丝直径为 3.8mm,每条钢丝绳的实际运矿量达 100 万 t。该索道运载索工作寿命长的原因,除了侧形条件和接头质量好以外,丝径较粗是更为主要的因素,但表层丝的直径不宜过粗,否则容易引起疲劳断丝,因此规定表层丝的直径不得小于 1.5mm。

4 由于双线循环式矿用索道上的牵引索拉紧小车移动频繁,牵引索的拉紧索经常绕导向轮来回弯曲,所以要求采用挠性好和耐挤压的钢丝绳,并且采用较大的轮绳比。

19.1.9 本条对保护设施的设置进行了规定。

1 保护设施形式的选择取决于技术经济比较。当保护范围较长、矿斗坠落高度较大时,采用保护网较为便宜。保护网可以利用索道支架或者专用支架贴近索道悬曲线架设,使矿斗坠落高度控制在合理值以内。在沿其长度方向上的保护范围基本不受限制。而保护桥则适用于保护范围较小、矿斗坠落高度较小的场合。当索道线路在公路或铁路边坡的上方通过时,坠落的矿斗仍有可能从陡坡滚落到公路或铁路上,危及运输和人身安全。云锡索道就曾发生过坠落的矿斗滚到公路上伤人的事故。因此,应根据实地情况设置栏网。

2 保护网为柔性构件,当受矿斗冲击作用时,垂度明显增大。例如,某单跨 $L=90\text{m}$,单位面积重力 $q_1=100\text{N}/\text{m}^2$ 的保护网,在受重力 2kN ,有效荷载 14kN ,最大坠落高度为 8m 的矿斗冲击作用下,计算垂度增值达 2.26m ,所以应接受矿斗冲击条件校验保护网与跨越设施之间的净空尺寸。

3 考虑到矿斗掉落到保护设施上时,一般不会呈竖立状态,故运行中的矿斗底面与保护设施顶面之间的净空,按不小于矿斗最大横向尺寸进行校验,较符合实际情况。特别是对于保护桥来说,应在保证矿斗自由通过的前提下,尽可能减小矿斗的下落高度。

4 当索道跨度大于 250m 时,承载索受工作风荷载引起的水平挠度明显增加,因此应按承载索和矿斗均受 200Pa 工作风压作用发生偏斜的条件校验。

19.2 索道线路的选择与设计

19.2.1 本条对索道线路选择进行了规定。

1 本款规定了各种类型索道线路选择的一些基本原则,目的是为了保证索道运行的安全可靠。

2 双线循环式矿用索道的使用经验表明,凸起侧形处的承载索工作寿命要比凹陷侧形处的承载索工作寿命降低很多,因此在条件许可时,采取开挖边坡、明槽或涵洞等措施,也可缓和侧形的凸起程度。

6 索道线路侧形的平滑程度是为了提高承载索或运载索的工作寿命和矿斗运行的平稳性,因此线路侧形不应有过多、过大的起伏。

19.2.2 本条对单线循环式索道线路的设计进行了规定。

1 跨距太小直接影响抱索器的挂结与脱开质量,故规定站前第一跨的跨距为 $5\text{m}\sim 10\text{m}$ 。

2 在平坦地段或者坡度均匀的倾斜地段上配置支架时,一般

重车侧采用四轮托索轮组,空车侧采用二轮式托索轮组,为了使各支架上每个托索轮的径向荷载接近相等,各支架上的荷载应力求相等。

3 支架的最小高度应按照在支架处已掉落一个矿斗,运行中的矿斗以翻转状态通过时不受阻碍来确定。单线索道矿斗呈翻转状态时,高度方向的最大外形尺寸不大于3m,矿斗高度为0.8m,故支架最小高度不得小于4m。在凸起区段上,跨距受地形限制,设计时最小跨距一般取15m,不能满足时,可选用六轮或八轮托索轮组。

4 最不利的荷载条件是由于线路缺斗造成的,这时所考察支架的相邻跨无矿斗,而运载索的拉力达到最大值。

由于影响运载索从凹陷区段上脱索的因素较多,而国内有些单线索道的脱索事故又较频繁,因此从保证安全运行的观点出发,单线索道运载索的靠贴系数值应大于双线索道承载索的靠贴系数值。必要时,可参照单线客运索道的方法校验最小靠贴力。

5 位于台风或横向风力较大地区的索道,即使靠贴系数达到1.3亦不能保证运载索不脱索。遇到这种情况时,为了保证安全,宜设置防脱索装置。

19.2.3 本条对双线循环式索道线路的设计进行了规定。

1 为了减小站前第一跨牵引索的波动,从而保证矿斗和牵引索可靠挂结或平稳脱开,建议站前第一跨的跨距小于斗距并不大于60m。控制空承载索在站口端的倾角与站口段轨道的倾角,是为了缓和矿斗特别是重车进站时的冲击和降低噪声。根据索道系列产品设计中偏斜鞍座在立面上的允许斜度,重车驶近站口时,承载索的倾角不得大于0.15rad。

2、3 为了使矿斗顺利通过支架,特别是大跨距两端和凸起地段的支架,应将矿斗的附加压力限制在一定范围内。一方面,应控制承载索在支架上的弦折角;另一方面,应控制承载索受载后在支架上的最大折角。水平牵引式矿斗不受牵引索附加压力的作用,

承载索在支架上的弦折角和最大折角可放大一些。

4 规定凸起地段的支架高度不小于 5m,是考虑到即使有一个矿斗掉落也不会影响其余矿斗通过,防止事故扩大。凸起地段的支架采取不小于 20m 跨距配置的主要目的在于,当矿斗通过凸起地段的支架时,特别是在缺斗情况下,减小牵引索在抱索器上形成的折角,控制牵引索对矿斗抱索器的压力。所谓总折角较大并受地形限制的凸起地段,是指按每个支架允许的弦折角计算所需的支架总数 $n=\epsilon/\delta$ (n 为所需支架总数, ϵ 为凸起地段的总折角, δ 为每个支架允许的弦折角),大于按 20m 等跨距所能配置的支架数。在此情况下,用带有凸形滚轮组的连环架代替支架群,可使牵引索的附加压力转移到凸形滚轮组上,减轻对承载索的压力。

19.3 索道的站址选择与站房设计

19.3.2 本条第 2 款,装载料仓容积的确定与运输能力、工作班制、索道长度以及装载站所处地形条件等有关。一般不宜小于 1 个班的运量,当线路长或与衔接车间作业班次不同时,容量宜为 1 个~2 个班的运量。对于大运量索道,至少应考虑处理索道偶然事故和一般检修时间(2h~4h)所需的缓冲容量。卸载仓的有效容积一般取决于与索道衔接的生产车间的工艺要求,以及衔接的外部运输设备的工作特点。索道卸载站与矿山选矿厂衔接时,有效容积一般不超过索道 3h~4h 的运输量。

19.3.3 本条第 1 款,当采用内侧装载时,矿斗吊架远离装载口一侧,可使装载口伸入矿斗放料,装载不偏心,并且不易撒漏,应尽量采取内侧装载方式。

19.3.4 本条第 1 款,为了保证操作人员安全作业和防止矿斗坠入卸料仓,卸载口原则上都应设置格筛。但当矿斗采用机械推车、卸载区很长时,可不设格筛,是因为机械推车时速度很慢,一般为 0.3m/s~0.4m/s,矿斗不太可能发生掉道而坠入料仓的事故。在料仓上方设置带栏杆的通道,既可满足操作需要,又可防止操作人

员坠入料仓。

19.3.5 本条对单线循环式索道站房设计进行了规定。

1 挂结不良是掉斗率高的主要原因之一,在设计索道挂结段、脱开段时,有必要采取稳定运载索、保证挂结段轨道及其支承或吊挂系统有足够的刚度、平面布置可调、立面变坡处采用曲线平缓过渡、采用双导向板限制其左右摆动等措施,确保矿斗与运载索有较好的挂结质量,脱开顺利,达到降低掉斗率的目的。

2 挂结段设置抱索状态监控装置,可以消除因抱索不良引起的掉斗事故,因此应设脱索状态监控装置。

5 单线循环式索道转角站采用对称配置,对设计、制造和安装均带来很大便利。转角站是矿斗通过站,为了保证矿斗在站内脱开、运行、挂结等过程连续平稳,只能采取以 $1.6\text{m/s}\sim 2.0\text{m/s}$ 的速度自溜运行,不能采用人工推车。自溜运行方式与从站口一端到另一端的连续导向板结合,可保证矿斗顺利通过转角站。转角站内的副轨用于停放发生故障的矿斗。

19.3.6 本条对双线循环式索道的站房设计进行了规定。

1 在承载索以 $0.05\text{rad}\sim 0.10\text{rad}$ 俯角出站的情况下,采用无垂直滚轮组,可以借助调整站口进、出桁架不同的高度来补偿矿斗沿站内部分轨道自溜损失的高差,也使轨道和牵引索进、出站侧的坡度适应挂结器和脱开器几何尺寸的要求。

3 抱索器与牵引索挂结时,二者具有相同速度,不仅能提高挂结质量,而且可减小牵引索和抱索器钳口的磨损。

4 考虑到矿斗在站内的运行安全,等速段的自溜速度不宜大于 2.0m/s 。由于每个矿斗的运行阻力系数不尽相同,加之运行阻力系数又随季节波动,为了保证矿斗顺利地自溜运行,规定了矿斗在直线段和曲线段上最小自溜速度和矿斗进入推车机前的自溜速度。

19.4 索道设备的选型与设计

19.4.1 本条对矿斗的选择进行了规定。

1 翻转式矿斗结构简单且卸料方便,在索道中广泛应用,但是运输粘结性矿石时,矿斗因粘结造成卸料不干净,影响索道的运输能力。目前无可靠的清理方法,多数索道采用人工敲打方法清理矿斗,不仅劳动强度大,而且使矿斗严重变形,诱发事故,因此宜采用底卸式矿斗。

3 为了保证矿斗装卸顺利,防止堵矿、撒矿,应使矿斗装料宽度与矿石最大块度符合一定比例关系。回转式装料机对装载均匀性要求高,因此该比值较一般固定装料设备高一倍。振动给矿可以改善矿石的流动性能,对块度较大的矿石适应性较强,根据矿山振动放矿经验,并结合索道装载特点,比值可适当减小。

4 弹簧式抱索器广泛应用在国内外的单线循环式客运索道上,它能保证客车在爬坡角达 45° 的条件下安全运行。国内外使用经验证明,弹簧式抱索器用于索道,不仅技术上先进,而且安全可靠,有条件的矿山可推广使用。

目前,尽管四连杆重力式抱索器仍是国内单线索道使用最多的抱索器形式,由于其抱索力由矿斗重力产生,运行中若振动过大产生失重现象,容易发生掉斗,使用该抱索器的单线索道掉斗率普遍高达 $1/1000$ 以上,因此规定它仅在速度不大于 2.5m/s 和爬坡角为 $20^\circ\sim 30^\circ$ 的条件下使用。

鞍式抱索器是国外单线索道使用最广泛的抱索器形式,它与运载索挂结时,依靠前、后两个钳口上的凸齿嵌入钢丝绳的绳沟内,因而爬坡角受到限制。鞍式抱索器的最大爬坡角一般不大于 20° 。国内系列产品中鞍式抱索器的允许爬坡角为 24° 。但据现场观测,当矿斗驶近钢丝绳爬坡角为 22° 的支架时,抱索器有滑动现象,在爬坡角小于 20° 的支架处可安全运行。由于鞍式抱索器结构简单、造价低、维修方便,自重较四连杆重力式抱索器轻,矿斗有效载重量较大,因此线路侧形平坦、爬坡角小于 20° 的单线索道,选用鞍式抱索器比较合适。

5 下部牵引式矿斗的牵引索位于承载索的下方,水平牵引式

矿斗的牵引索位于承载索的侧边,两种牵引形式对各种线路侧形适应程度不同。下部牵引式索道的地形适应能力较强,是国内外双线索道工程中的常用形式。

与采用下部牵引式矿斗的索道相比,采用水平牵引式矿斗的索道,在运行过程中牵引索的挠度和承载索基本一致,波动较小。承载索不受牵引索折角所引起的附加压力作用,承载索的工作寿命较长,矿斗运行平稳,因此,水平牵引式索道特别适用于凸起地形。但是,采用水平牵引式矿斗的索道要求牵引索和承载索在全线上保持近似一致的挠度,索道传动区段愈长、线路起伏变化愈大,挠度变化愈不易控制。因此,牵引索拉得过紧或过松,都可能引起矿斗倾斜,甚至造成事故。同时,由于水平牵引式矿斗的抱索器是从上方抱住牵引索,一旦发生掉斗事故,牵引索难以从抱索器中脱出,常常引起“一串矿斗”同时掉落。此外,水平牵引式矿斗不能自动转角。综上所述,采用水平牵引式矿斗的索道只适用于凸起地形,线路长度较短(我国现有的几条采用水平牵引式矿斗的索道长度均没有超过 2km),并且不需要转角的场合。

目前,广泛使用的重力式抱索器可适应运输能力为 300t/h (矿斗承载能力为 2000kg)或稍大的索道工程。当矿斗承载能力达 3200kg 和运行速度超过 3.6m/s 时,重力式抱索器就难以保证矿斗与牵引索可靠地挂结和脱开,因此,应选用弹簧式抱索器。

19.4.2 本条对驱动装置的选择与设计进行了规定。

1 牵引索与驱动轮衬垫之间的摩擦力不足,可能导致牵引索在驱动轮上打滑,严重时索道将无法正常运行,因此应根据索道最不利荷载情况下启动或制动时进行抗滑验算。

3 因卧式驱动装置结构简单、站房高度小,具有减少钢丝绳弯曲次数、提高钢丝绳的工作寿命及减小牵引阻力等优点,单线循环式索道推荐选用卧式驱动装置。

选择卧式单轮双槽驱动装置同时传动两个区段,与两个区段单独设驱动装置相比,可减少一套驱动装置和相应的辅助设施,配

置紧凑;在相同负荷情况下,改善了驱动装置的运转状况;不需采用特殊装置就可使索道的两个传动段达到同步的目的。

4 双线循环式索道,当采用高架站房时,立式驱动装置可设在站房下面的地基上,利用站房下部空间作为机房;当采用单层站房时,卧式驱动装置可直接设在站房内,简化牵引索的导绕系统并改善牵引索的工作条件。

19.4.3 本条对驱动装置电动机的选择进行了规定。

1 动力型或负力较小的制动型索道,交流绕线型电动机能满足索道运转的要求。侧形复杂、运行速度和负力都较大的索道,交流电动机在一般控制技术条件下,难以满足安全运转的要求,因此宜选用直流电动机。

2 制动型索道的电动机功率应留有较大余量,备用系数取1.3,有利于安全、可靠运转。

19.4.4 本条第1款,考虑到索道变位质量大、运输线路起伏以及承载和牵引钢丝绳的弹性,采用具有逐级加载性能的制动器,才能保证索道系统平稳停车。

根据索道安全运行的要求,国内外索道工程设计都规定:制动型索道和停车后会倒转的索道应设两套制动器,其中安全制动器应安装在驱动轮的轮缘上。

制动型索道在严重过载或其他故障情况下,可能产生严重超速(即飞车)现象,为了避免酿成危及人身或厂房安全的重大事故,应采取紧急制动,此时工作制动器和安全制动器应能自动地相继投入工作,但是如果制动减速度太大,会使牵引系统剧烈跳动,引起大面积掉斗事故,所以应按减速度为 $0.5\text{m/s}^2 \sim 1.0\text{m/s}^2$ 的要求进行制动控制。

S/N:1580177-937



9 158017 793703 >



统一书号: 1580177·937

定 价: 52.00元