

---

.....大学

# 本科生毕业设计说明书

题    目：关门山铁矿开拓开采方案  
设计（160 万 t / a ）

东升庙硫锌矿开拓开采方  
案设计（85 万 t / a ）

姓    名：\*\*\*\*\*

学    号：2002063102

专    业：采矿工程

班    级：矿 2002-（1）班

指导教师：.....

## Abstract

This graduate design is divided into two topics : one is open mining for Guan men shan iron mine, the other is underground mining for Dong sheng temple sulphur zinc.

1. Guan men shan iron mine opencast working. The output is 1600 thousand tons per year, service year is 79.4 years .At first , I confirmed the slope safety angle, opencast ambit and the quantity of waste and mine. In this design, project can be as follows: road exploitation, excavator and self-uninstall auto. At last, this design has introduced these things as follows: open parameters, entrench, throughput, balanced proportion of shuck and exploitation and load technique, blast engineering, waste dump etc.

2. Dong sheng Temple sulphur zinc underground mining. The output is 850 thousand tons per year, service year is 10.5years . development style is by gallery — blind incline shaft development ,mining way is shallow hole remaining ore, pulling style to ventilate. This design include well scope, reserves and well design. This design depicted the mine exploitation process(ventilation, drain, and power supply).

**Key words** : open mining; bench; development; underground mining.

## 摘 要

本毕业设计包括两部分：关门山铁矿露天开拓开采和东升庙硫锌矿地下开拓开采。

1. 关门山铁矿露天开拓开采：此矿的设计年产量是 160 万吨，开采年限年为 79.4 年。设计包括露天矿合理帮坡角确定，圈定露天开采境界，确定采场内有用矿物量和废石量。结合矿山发展和实际，选用公路运输，单斗电铲—汽车工艺，工作帮移动坑线开拓系统。另外，对开采参数与程序，掘沟，生产能力，均衡剥采比，爆破工程，采装工艺，排土，矿山工程进度计划等都做了简洁而清晰的叙述。

2. 东升庙硫锌矿地下开采：此矿的设计产量是 85 万吨，开采年限 10.5 年。采用平硐—盲斜井开拓，无底柱分段崩落法采矿，抽出式通风。设计中还包括井田境界及储量、井筒、开采水平的设计等。

**关键词：**露天开采 台阶 开拓 地下开采

## 目 录

### 第一篇 露天开采

第一章 地质部分 .....	1
1.1 区域及矿区地质概况.....	1
1.1.1 矿石地质特征.....	1
1.1.2 水文地质概况.....	1
第二章 露天开采境界 .....	2
2.1 露天开采境界确定的原则和方法.....	2
2.2 确定境界所需的技术经济指标.....	2
2.2.1 经济合理剥采比的选定.....	2
2.2.2 露天矿的最小底宽.....	2
2.2.3 最终边坡角 .....	3
2.3 最终开采深度的确定.....	4
2.3.1 露天矿开采深度的初步确定.....	4
2.3.2 露天矿底部标高的调整.....	7
2.4 露天开采境界的参数.....	8
2.4.1 露天矿的底部周界.....	8
2.4.2 露天采场的构成要素.....	8
2.4.3 境界内的矿岩量及开采年限.....	8
第三章 矿床开拓运输 .....	10
3.1 开拓方式的选择 .....	10
3.1.1 开拓方法选择的原则: .....	10

3.1.2 影响本矿开拓方法选择的主要因素: .....	10
3.1.3 开拓方案的选择.....	10
3.2 运输线路的技术条件.....	12
3.2.1 线路技术要求.....	12
3.2.2 运输设备选型和汽车台数计算.....	12
3.2.3 计算限制区间通过能力.....	15
3.3 运输线路布置方式.....	16
第四章 掘沟及新水平准备 .....	18
4.1 掘沟工程 .....	18
4.1.1 沟道的类型, 断面形状及其规格.....	18
4.1.2 掘沟方法选择.....	20
4.1.3 计算掘沟工程量和掘沟速度.....	20
4.2 新水平准备工作 .....	22
4.2.1 确定新水平准备工程量和各项工程所需时间。 .....	22
4.2.2 各项工程所需的时间.....	23
4.2.3 计算最大可能的矿山工程延深速度.....	23
第五章 露天矿生产能力及采掘进度计划.....	24
5.1 矿山生产能力的验算.....	24
5.1.1 按可能有的采矿工作面数目验算生产能力 .....	24
5.1.2 按矿山工程延深速度验算生产能力 .....	25
5.1.3 根据年服务年限论证生产能力的经济合理性 .....	25
5.2 均衡生产剥采比的确定.....	26
5.2.1 均衡生产剥采比的原则.....	26

5.2.2 均衡剥采比的确定.....	26
5.3 采掘进度计划的编制.....	26
5.3.1 编制采掘进度计划的依据资料.....	26
5.3.2 采掘进度计划.....	26
5.4 矿山工作计划 .....	27
5.5 矿山全年、昼夜及班岩产量计算.....	27
第六章 矿岩采剥工程 .....	28
6.1 概述 .....	28
6.2 穿孔工作 .....	28
6.2.1 穿孔设备的选择.....	28
6.2.2 设备生产能力的确定.....	28
6.2.3 设备数量的计算.....	28
6.2.4 二次破碎方法和所需的设备数量.....	30
6.3 爆破工作 .....	31
6.3.1 爆破方法的选择.....	31
6.3.2 爆破方法及爆破器材.....	31
6.3.3 爆破参数的确定.....	32
6.4 装车工作 .....	34
6.4.1 采装设备的选择.....	34
6.4.2 采装工作面参数及工作平盘的配线方式.....	34
6.4.3 挖掘机生产能力的确定.....	36
第七章 排土工作 .....	38
7.1 排土场位置的选择及排土容积的计算.....	38

7.1.1 排土场位置的选择.....	38
7.1.2 排土场的容积.....	38
7.2 排土方法的选择及堆置要素的确定.....	38
7.2.1 选择排土场方法.....	38
7.2.2 排土工序 .....	39
7.2.3 确定排土场参数.....	39
7.3 排土线生产能力 .....	40
第八章 经济部分 .....	42
8.1 劳动定员和劳动生产率.....	42
8.2 基本建设投资 .....	43
8.2.1 建设工程费 .....	43
8.2.2 设备购置费用.....	43
8.2.3 生产技术建筑费.....	43
8.2.4 职工生活福利设施投资费用.....	43
8.2.5 其他费用 .....	43
第九章 露天矿主要技术经济指标 .....	44
参考文献.....	45
第十章 矿区概况及矿区特征 .....	48
10.1 矿区概况 .....	48
10.2 区域地质 .....	49
10.2.1 大地构造环境。 .....	49
10.2.2 地层 .....	49
10.2.3 构造 .....	50

10.2.4 岩浆岩 .....	50
10.2.5 变质岩 .....	50
10.3 矿区地质 .....	51
10.3.1 地层 .....	51
10.3.2 构造 .....	52
10.3.3 岩浆岩 .....	52
10.3.4 变质岩及围岩蚀变.....	53
10.4 工程地质 .....	54
10.4.1 工程地质岩组.....	54
10.4.2 结构面特征.....	54
10.5 水文地质 .....	54
10.6 矿床特征及矿石质量.....	55
第十一章 矿区范围及储量和服务年限.....	57
11.1 矿区范围.....	57
11.2 储量计算.....	57
11.2.1 工业指标确定及依据.....	57
11.2.2 储量的确定.....	58
11.3 矿井的年生产能力及其服务年限.....	59
11.3.1 矿井的年生产能力： .....	59
11.3.2 矿井回采率： .....	59
11.3.3 矿井服务年限计算： .....	59
第十二章 矿床开拓 .....	61
12.1 矿区划分及年产量.....	61



12.1.1 矿区划分 .....	61
12.1.2 矿区中阶段的开采顺序以及阶段中矿块的开采顺序 .....	61
12.2 阶段高度的确定以及阶段的划分 .....	61
12.2.1 阶段高度的确定 .....	61
12.2.2 阶段的划分 .....	62
12.3 开拓运输方案的选择 .....	62
12.3.1 矿床开拓方案选择的基本要求: .....	62
12.3.2 影响开拓方案井巷类型选择的主要因素: .....	63
12.3.3 方案初选 .....	63
12.3.4 各方案的技术经济比较 .....	65
12.4 井筒断面设计 .....	66
12.4.1 主平硐断面设计 .....	66
12.4.2 提升斜井断面设计 .....	71
12.4.3 阶段运输巷道断面的确定 .....	72
12.4.4 穿脉的断面确定 .....	72
12.4.5 井底车场的选择 .....	72
12.4.6 主要开拓巷道坐标位置 .....	73
12.4.7 矿山生产系统概述 .....	73
第十三章 采矿方法设计 .....	75
13.1 采矿方法的选择 .....	75
13.2 采矿方法设计 .....	76
13.2.1 矿块布置及结构参数 .....	76
13.2.2 采准切割布置 .....	76

13.2.3 切割工作 .....	77
13.2.4 回采工作 .....	77
13.2.5 回采顺序 .....	79
13.2.6 地压管理 .....	79
13.2.7 回采循环作业表和劳动组织表.....	79
13.2.8 机电设备表及技术经济指标表.....	80
第十四章 矿井建设工期及开采计划 .....	82
14.1 基建进度计划的编制.....	82
14.2 采掘进度计划 .....	82
14.2.1 编制采掘进度计划地原则.....	82
14.2.2 采掘进度计划表.....	83
第十五章 矿井通风 .....	84
15.1 概 述 .....	84
15.1.1 通分系统选择原则.....	84
15.1.2 通风系统的几项具体规定.....	84
15.2 矿井通风方式与通风系统的选择.....	84
15.2.1 矿井通风方式.....	84
15.2.2 矿井总风量计算及风量分配.....	85
15.2.3 全矿通风阻力计算.....	87
15.3 扇风机选型 .....	87
15.3.1 主扇的选择.....	87
15.3.2 电动机的选择.....	88
15.3.3 局扇的选择.....	89

第十六章 矿井排水 .....	90
16.1 概述 .....	90
16.2 矿井排水方式及系统.....	90
第十七章 矿井提升与运输 .....	91
17.1 运输系统及运输设备简述.....	91
17.1.1 斜井提升计算.....	91
17.1.2 小时提升量.....	91
17.1.3 一次提升矿车数.....	92
17.1.4 钢丝绳选择计算.....	93
17.1.5 提升机及游轮选择.....	94
17.2 平硐运输设备的选择.....	95
17.2.1 计算电机车牵引矿车数: .....	96
17.2.2 架线式电机车台数计算.....	97
17.3 其他设备的选择.....	99
第十八章 综合技术经济指标 .....	100
参考文献.....	101

# 第一篇 露天开采篇

## 关门山矿开拓 开采设计（160 万吨/年）

## 第一章 地质部分

### 1.1 区域及矿区地质概况

矿层出露的地层以鞍山为主，地质构造较为简单，属单斜构造。鞍山群按岩性分为千枚岩、夹含铁石英岩。矿体为厚层状，铁矿床产于千枚岩和混合岩之间，沿走向和倾向，产状和矿石品位变化不大。

#### 1.1.1 矿石地质特征

矿体走向  $270^{\circ} \sim 300^{\circ}$ ，倾向 NE，倾角  $70^{\circ} \sim 85^{\circ}$ 。该矿属沉积变质矿床，矿床由多条矿体组成，即 I、II、III 号矿出露于地表，I 号矿体控制线长度有 9 线到 24 线，全长 3080 米，地表出露长度约 1400 米左右，矿层平均厚度约 109 米，延深超过 800 米；II 号矿体分布在 I 号矿体东北部的 11 线到 12 线几其附近。 $F_4 \sim F_5$  号断层之间长度约为 400 米，水平厚度约为 60 米左右，延深超过 500 米，由于受断层影响，矿厚度由两端逐渐减小至尖灭。

矿床矿石平均品位 29.76%，矿石普氏硬度系数  $f=12 \sim 16$ ，上盘混合岩普氏硬度系数  $f=10 \sim 12$ ，下盘千枚岩普氏硬度系数  $f=8 \sim 10$ 。矿石容重为  $3.3t/m^3$ ，岩石容重为  $2.72t/m^3$ ，矿岩松散系数为 1.5。

#### 1.1.2 水文地质概况

矿体本身是含水层，大气降水是矿体充水的主要因素。

## 第二章 露天开采境界

### 2.1 露天开采境界确定的原则和方法

根据设计提供的地质资料知关门山铁矿地质构造较为简单，属于单斜构造，鞍山群按岩性分为三层，从上到下分别为混合岩、铁矿石、千枚岩，铁矿床沿走向和倾向，产状和矿石品位变化不大矿石品位变化不大。

为了使露天开采的总体经济效益最佳，在确定开采境界时，尽量控制境界剥采比接近经济合理剥采比，此原则的第一层含义是使紧邻露天开采境界的那层矿岩的开采成本不大于地下开采的成本，其另一层含义是为了确保整个矿床的开采经济效益最优。

由于位于矿床上部为山丘地形，并有季节性河流通过，在确定境界时还要考虑地表因素。

### 2.2 确定境界所需的技术经济指标

#### 2.2.1 经济合理剥采比的选定

本矿设计的年产量为 160 万吨，属于中小型矿山，根据《冶金矿山设计参考资料》上册，经济合理剥采比选择  $n_{jh}=5\sim6\text{ m}^3/\text{m}^3$ ，本矿位于东北地区，矿岩性质与南芬露天矿相似，参考南芬露天矿经济指标，故经济合理剥采比确定为  $n_{jh}=5.0\text{ m}^3/\text{m}^3$ 。

#### 2.2.2 露天矿的最小底宽

由于本矿的生产能力 160 万吨/年，初步选定本矿采用 32 吨汽车运输， $4\text{ m}^3$  单斗挖掘机装载，在掘沟工作面采用回返式调车。

则最小底宽为

$$B_{\min}=2(R_{\min}+0.5\times T+E)$$

式中:  $R_{\min}$ ——汽车最小回转半径 , 9.1 m;

$T$  ——汽车的宽度 , 3.55 m;

$E$  ——安全距离, 0.5 m。

$$B_{\min}=2\times (R_{\min}+0.5\times T+E)=2\times (9.1+0.5\times 3.55+0.5)=22.75\text{m}。$$

根据关门山铁矿床的实际赋存条件, 确定最小底宽为 23 米。掘沟工作面布置见图 2.1。

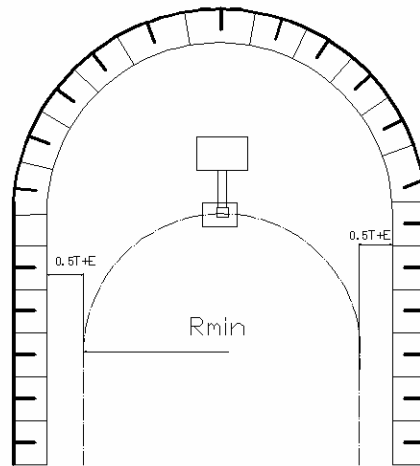


图 2.1 掘沟工作面布置图

### 2.2.3 最终边坡角

关门山矿区地质构造比较简单, 分三层, 矿石普氏硬度系数  $f=12\sim 16$ , 上盘为混合岩, 普氏硬度系数  $f=10\sim 12$ , 下盘为千枚岩, 普氏硬度系数  $f=8\sim 10$ 。由于矿体本身是含水层, 矿区年降水量较大, 大气降水是矿体充水的主要原因, 加上冬季气温较低, 可能有一定厚度的冻土, 矿区西侧有一季节性河流, 若在基建期将河流圈入几个入境界, 河流要大范围的改道或开挖涵洞, 初期投资太大, 所以预计开采深度为 300 米左右。根据矿区的地质条件、矿区的工程地质和水文地质, 矿岩的物理性质, 结合南芬露天矿的实际开采情况, 选取上盘最终边坡角为  $45^\circ$  , 下盘最终边坡角为  $42^\circ$  , 端帮最终边坡角为  $45^\circ$  。

## 2.3 最终开采深度的确定

### 2.3.1 露天矿开采深度的初步确定

关门山铁矿的走向长度大，倾角为  $70^{\circ} \sim 85^{\circ}$  由于矿体厚度与最小底宽相比大很多，在确定开采深度时露天矿底的位置不易确定，可先按矿体厚度作图确定境界剥采比，然后继续向下无剥离采矿，直至最小底宽为止。首先在各地质横剖面图上根据经济合理剥采比确定开采深度，然后在纵投影图上根据具体情况调整露天矿底部标高。

在各地质横剖面图上绘出开采深度与境界剥采比  $n_j$  的关系曲线。

1.1.1.1 .XI剖面图上开采深度与境界剥采比关系见图 2.2。

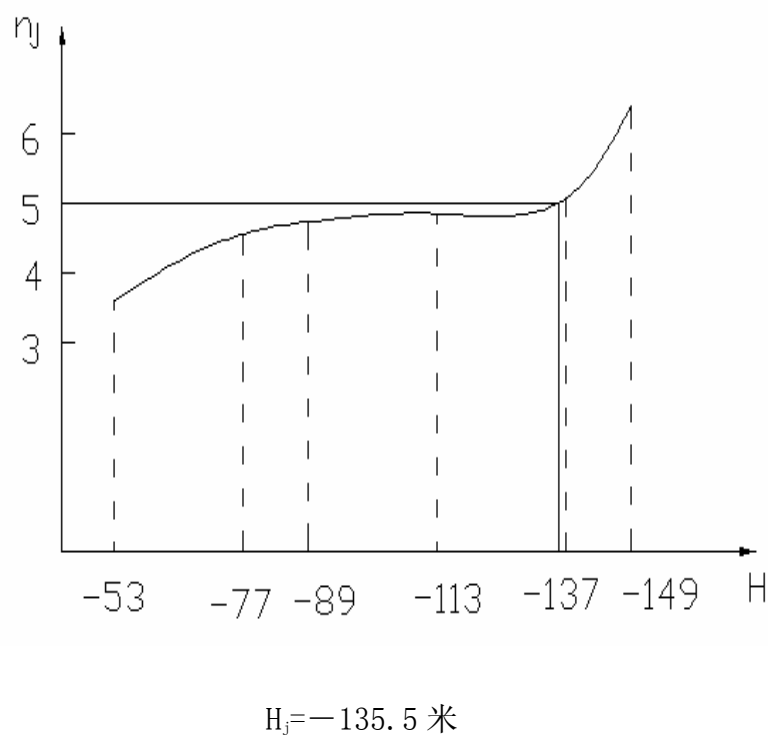


图 2.2 XI剖面图上开采深度与境界剥采比关系图



**1.1.1.2 X III<sub>+100</sub> 剖面图上开采深度与境界剥采比关系见图 2.3。**

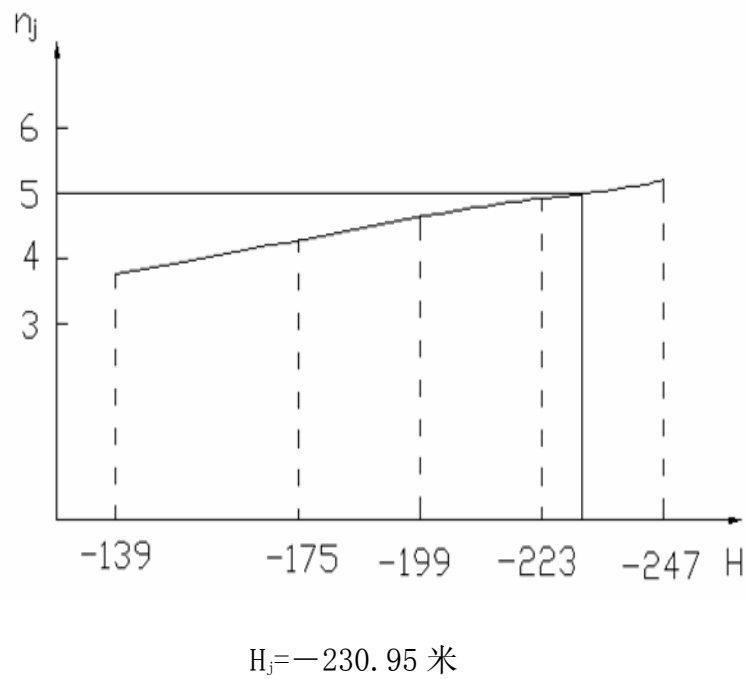


图 2.3 X III<sub>+100</sub> 剖面图上开采深度与境界剥采比关系图

**1.1.1.3 X IV剖面图上开采深度与境界剥采比关系见图 2.4。**

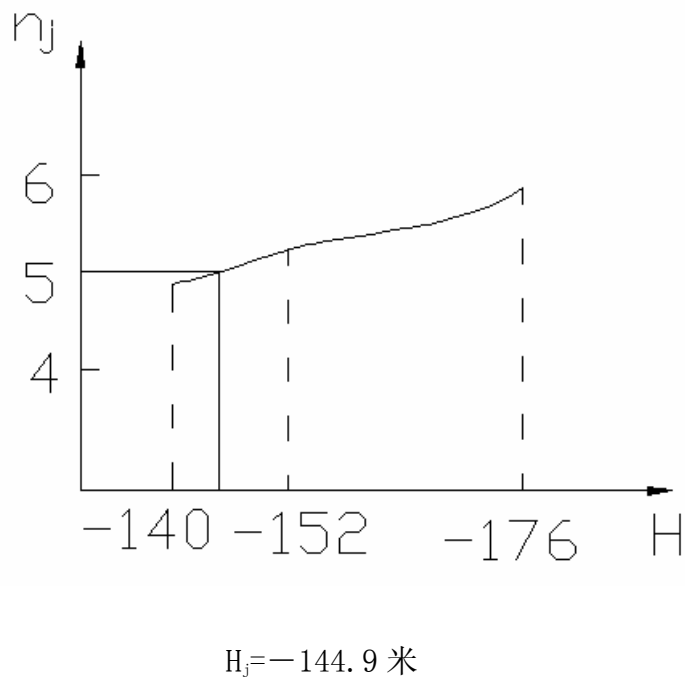
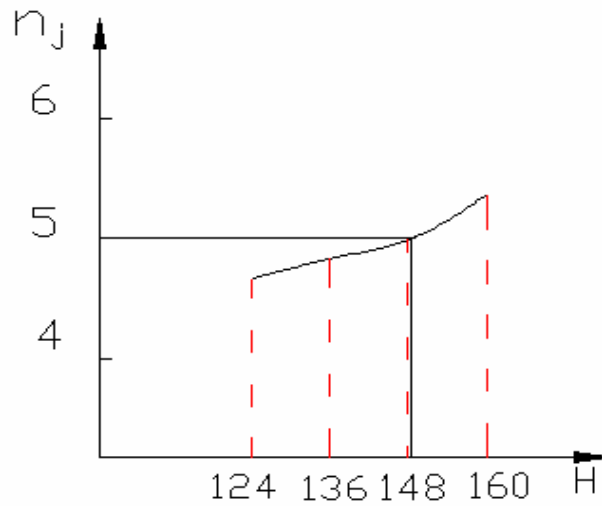


图 2.4 X IV剖面图上开采深度与境界剥采比关系图

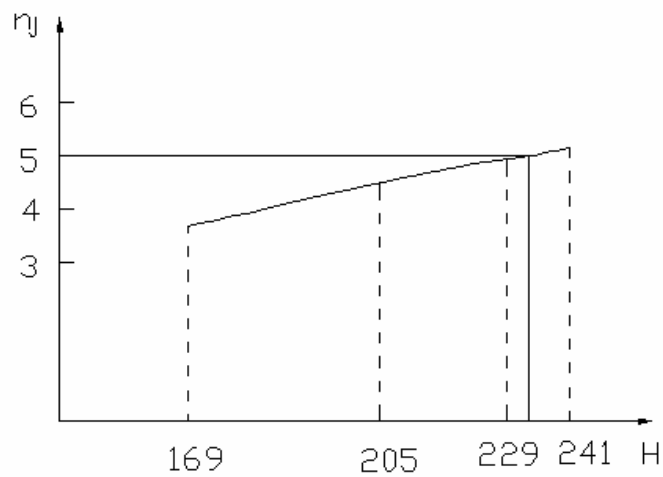
1.1.1.4 X VI剖面图上开采深度与境界剥采比关系见图 2.5。



$H_j = -148.2$  米

图 2.5 X VI剖面图上开采深度与境界剥采比关系见图

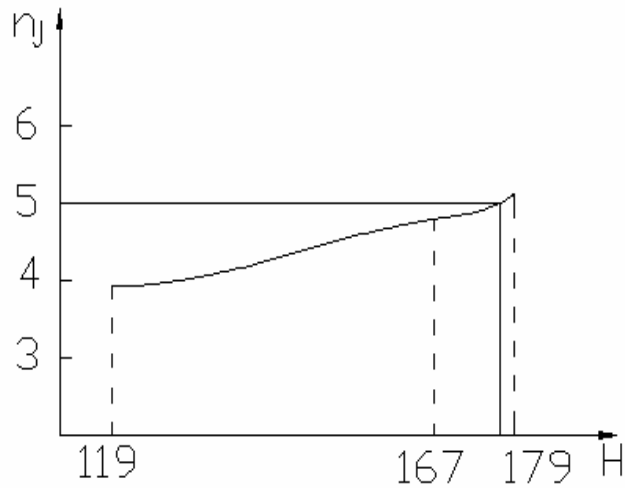
1.1.1.5 X VIII剖面图上开采深度与境界剥采比关系见下图 2.6。



$H_j = -233.1$  米

图 2.6 X VIII剖面图上开采深度与境界剥采比曲线

#### 1.1.1.6 X IX剖面图上开采深度与境界剥采比关系见图 2.7。



$$H_j = -176.9 \text{ 米}$$

图 2.7 X IX剖面图上开采深度与境界剥采比关系图

#### 2.3.2 露天矿底部标高的调整

由于各地质勘探线上矿体的形态、厚度不均，导致确定的理论开采深度不一致，因而有必要对深度进行调整，使底部平面处于同一水平面上，这样有利生产活动的正常开展。将各剖面图上确定的开采深度投影到地质纵投影图上，连接各点，可得到一条不规则的折线。为了便于开采和布置运输线路，露天矿底平面宜调整至同一标高，调整的原则是使调整后少采出的矿石量与多采出的矿石量基本平衡，并保证剥采比尽可能小。

经调整后，关门山露天矿的理论最低标高为-180 米，但由于境界西侧有季节性河流通过，若开采深度过大，河流改道时须挖工程量很大得涵洞，导致基建费用增加很多，因此将最低标高调整为-120 米，此开采深度在 C 级储量以内，符合矿山的勘探程度，能够满足设计的要求。露天矿底部标高调整情况见附图 14。

## 2.4 露天开采境界的参数

### 2.4.1 露天矿的底部周界

根据上面确定的露天矿底平面标高，在各地质剖面图上确定露天开采境界，并将各地质剖面图的底部周界位置反映在地质地形图上，用光滑的曲线连接各点，可得到露天矿底部周界。

### 2.4.2 露天采场的构成要素

根据本矿山的规模和地质条件，确定采矿场的构成要素见表 2.1 表。

表 2.1 露天采场构成要素表

采场最大长度	1875 米
采场平均宽度	646 米
采场上盘最终边坡角	45°
采场下盘最终边坡角	42°
最高开采标高	237 米
底部标高	-156 米
采场封闭圈标高	78 米
台阶高度	12 米
台阶最终坡面角	70°
安全平台宽度	5 米
清扫平台宽度	14.4 米
运输平台宽度	15 米

### 2.4.3 境界内的矿岩量及开采年限

将整个矿体按台阶划分为若干个分层，每个分层的矿岩量见表 2.2，其中回采率：3%，废石混入率 3%。

表 2.2 露天采场分层矿岩量表

台阶序号	矿石量 (m <sup>3</sup> )	岩石量 (m <sup>3</sup> )	矿岩总量 (m <sup>3</sup> )
-156 至-120 标高	4163021.9	4353.0	4167374.9
-120 至+48 标高	27830310.2	40098489.7	67928799.9
+48 台阶	2007968.0	8031180.0	10039148
+60 台阶	2544436	8546968	11091404
+72 台阶	884116.4	10827805.6	11711922
+84 台阶	880676.9	6582315.2	7462992.1
+96 台阶	788865.2	5779409.6	6568274.8
+108 台阶	881027.5	4350304.8	5231332.3
+120 台阶	659269.9	3268322.4	3927592.3
+132 台阶	571896.4	2442831.2	3014727.6
+144 台阶	457980.8	1701718.6	2159699.4
+156 台阶	338997.5	1262297.6	1601295.1
+168 台阶	322073.1	909922.5	1231995.6
+180 至+237 标高	22648.4	704788.3	727436.7
总计	42353288.2	94510706.5	136863994.7

由上表知，境界内的矿石量为  $42353288.2 \times 3.3 = 139765851.06$  吨，本矿山的开采年限为：

$$T = \frac{P}{A \times k_1}$$

式中：P——露天矿境界内矿石的可采矿量，13977 万吨；

A ——露天矿矿石年生产能力，160 万吨/年；

$k_1$ ——富裕系数，取 1.1。

经计算  $T = 13977 / (160 \times 1.1) = 79.4$  年。

## 第三章 矿床开拓运输

### 3.1 开拓方式的选择

#### 3.1.1 开拓方法选择的原则:

- (1) 矿山建设速度必须满足国家的要求, 保证投产早, 达产快;
- (2) 生产工艺简单可靠, 设备选择应因地制宜, 中小型矿山尽量采用本地区能制造的设备;
- (3) 工程量少, 施工方便;
- (4) 不占良田, 少占耕地, 并有利于改地造田;
- (5) 基建投资少, 特别是初期投资少;
- (6) 生产经营费用低。

#### 3.1.2 影响本矿开拓方法选择的主要因素:

- (1) 生产技术条件。本矿的生产规模为 160 万吨, 矿体勘探程度较高, 露天采场的尺寸和高差见表 2.1;
- (2) 自然地质条件。即本矿的地质、水文地质、地形、工程地质及气候条件等;
- (3) 经济技术条件。即矿山的建设投资, 矿石生产成本及劳动生产率等。

#### 3.1.3 开拓方案的选择

根据关门山铁矿的实际条件, 地形东高西低, 地形复杂, 在地表上下都有矿体赋存。因此对于露天矿山坡部分初步选取的开拓方式有:

- (1) 汽车公路运输开拓系统;
- (2) 铁路运输开拓系统;
- (3) 平峒溜井开拓。

技术方案比较:

对于方案（1），汽车公路开拓系统适用各种地形条件的山坡露天矿和矿坑呈各种不规则形状、尺寸的凹陷露天矿；采矿场可设置多出入沟口进行分散运输，分散排岩；便于多品级矿石选别开采；便于改变工作线推进方向，新水平准备速度快，能达到较高的开采强度。

对于方案（2），铁路开拓的运营费用低，铁路运输吨一公里费用约为汽车运输的  $1/4 \sim 1/3$ ；运输能力大；运输设备坚固耐用；运输工作可靠，受气候条件影响较小。但开拓坑线受铁路的平面曲线半径大和纵向坡度小的影响，开拓坑线展线长度大，使露天采矿场的附加剥岩量增加，基建工程量大，基建时间长；在日常生产中的线路移设和维修工作量大；开拓系统和工作组织复杂；新水平开拓延深工程缓慢。

对于方案（3），采用平峒溜井开拓，投资省、运输设备少、节省能源、经营费用低、生产能力大，适用于相对高差大于 100 米的山坡露天矿。但溜井宜堵塞赫跑矿，放矿时，空气中的粉尘影响作业人员的健康，对矿石块度也有所限制。

结合关门山铁矿的实际地形及气候条件，由于该地区大气降水是矿坑积水的主要原因，并且有两个山头开采，山头之间地势平坦，地形高差较小，不宜用溜井。东部地形比西部要高的多，采用铁路运输时线路布置困难，故采用公路运输。

对于露天矿深凹部分，初步选择的开拓方案有：

- （1）汽车公路开拓；
- （2）铁路开拓；
- （3）联合开拓。上部用铁路开拓，下部用汽车开拓。

根据关门山的实际情况，露天矿的深凹部分采场尺寸较小，布置铁路线路时，工程量大，需设较多的车站；采场开采深度较小，运距不大，采用公

路开拓运输能够满足生产需要，因此排出方案三。为了尽快达产，减少基建时间和基建投资，充分发挥电铲的效率，选用汽车公路开拓系统。

## **3.2 运输线路的技术条件**

### **3.2.1 线路技术要求**

根据公路开拓运输的特点，汽车具有爬坡能力大和通过较小的曲线半径的特点，采场、排土场内的公路按Ⅱ级公路路设计，最大纵坡选 8%，一般为 6%，出入沟纵向坡度为 6%，纵坡限制长度为 500mm。回头曲线半径为 16 米，辅助曲线半径为 28 米，路面宽度根据线路等级和汽车宽度确定，按双线布置，路基宽度等于路面宽度与路肩宽度之和，为 10.5 米，运输平台宽度为 15 米。

### **3.2.2 运输设备选型和汽车台数计算**

为了充分发挥汽车运输的经济效益，并考虑到实际年产量 160 万吨，为便于维修，采用同一型号、同一生产厂家的汽车，决定选用车型 SH-380 型汽车，载重 32 吨。SH-380 汽车技术参数见表 3.1。

#### **3.2.2.1 平均运距**

根据采场终了平面图，初定平均运距在 2.5km。

#### **3.2.2.2 时间利用系数**

时间利用系数与电铲，汽车的良好状况及工种制度有关，查《采矿设计手册》矿床开采上篇表 1-3-38 采用，取 0.75。

#### **3.2.2.3 不均衡系数**

根据矿山具体的情况确定，一般取 1.05~1.15。因为生产规模较大，取 1.1。



表 3.1 SH-380 型汽车技术参数表

驱动形式	载重(t)	自重(t)	发动机功率(Kw)
4×2	32	22	294
轴距（m）	轮距前(m)	轮距后(m)	后悬(m)
3.8	2.85	2.45	1.89
最小离地高度(m)	最小转弯半径(m)	货箱最大倾斜角(° )	最大爬坡能力(%)
0.37	9.1	50	36
最大速度(km/h)	外形尺寸(mm)		车厢举升离地最小高度（m）
46.1	7.41×3.55×3.475		0.6
车厢举升离地最大高度（m）			6.8

### 3.2.2.4 装车时间

挖掘机装卸汽车的时间主要与电铲作业循环时间及装载斗数有关，按下式计算：

$$t_z = \frac{nt_x + t_r}{60}$$

式中： $t_z$  ——挖掘机装车时间，min；

$n$ ——装载斗数， $n$ 取4；

$t_r$ ——汽车入换时间，一般取22s；

$t_x$ ——挖掘机作业循环时间，按  $t_x = 20\sqrt{\gamma} + 1.2E$  计算，矿石  $t_x = 41.1$ ，岩石  $t_x = 37.8$ ；

$r$ ——矿石体重，3.3t/m<sup>3</sup>；

$E$ ——铲斗标准容，4 m<sup>3</sup>；

$$\text{故矿石的 } t_z = \frac{4 \times 41.1 + 22}{60} = 3.1 \text{ min, 岩石为 } t_z = \frac{4 \times 37.8 + 22}{60} = 2.9 \text{ min.}$$

### 3.2.2.5 卸载时间

主要取决于卸载物料的性质，正常情况下取 1.0min

### 3.2.2.6 调头及停留时间

调头时间主要与汽车和电铲的相对位置及装卸车平台的布置形式，场地大小有关，一般取 1.0min, 停留时间包括待装待卸及运行中的耽搁时间，它随汽车类型和运距而变化，查《采矿设计手册》矿床开采上篇表 1-3-41 得二者时间和为 4.2min。

### 3.2.2.7 自卸汽车出车率

它指平均每班开动的汽车台数与在籍汽车台数之比。而开动与在籍汽车台数又和汽车大修理程与大修周期中汽车保修里程时间有关。自卸汽车出车率取 65%。

### 3.2.2.8 汽车数量计算

#### (1) 汽车班运输能力

自卸汽车台班运输能力按下式计算：

$$A=480 \times G \times k_1 \times k_2 / T$$

式中：A——自卸汽车台班运输能力， t；

G——自卸汽车额定重量， 32t；

$K_1$ ——汽车载重利用系数，矿石取 0.93，岩石取 0.77；

$K_2$ ——汽车时间利用系数， 0.75；

T——自卸汽车周转一次所需时间， min；  $T=t_z+t_r+t_q+t_t$

$t_z$ ——挖掘机装满一辆汽车的时间；矿石为 3.1min，岩石为 2.9min；

$t_r$ ——自卸汽车往返时间，  $t_r=120 \times l/v=17.7\text{min}$ ；

v——自卸汽车平均运行速度， 17.0km/h；

$t_q$ ——自卸汽车卸载时间，1.0min;

$L$ ——自卸汽车平均运距，2.5km;

$t_t$ ——自卸汽车调头和停留时间，取 4.2min。

运输矿石时  $T=26.0\text{min}$ ，运输岩石时  $T=25.8\text{min}$ 。

经计算汽车的台班运输能力中，矿石为 412t，岩石为 344t。

(2) 自卸汽车所需数量计算:

可按下式计算:

$$N = \frac{Q \times k_3}{C \times H \times A \times K_4}$$

式中:  $N$ ——自卸汽车需要台数; 台

$Q$ ——露天矿年运输量, 矿石为 160 万吨, 岩石为 381 万吨;

$K_3$ ——运输不均衡系数, 1.1;

$C$ ——每日工作班数, 3 班;

$H$ ——年工作日数, 330 天;

$K_4$ ——自卸汽车出车率, 65%。

经计算, 运输矿石  $N = \frac{1600000 \times 1.1}{3 \times 330 \times 412 \times 0.65} = 6.6$  台; 运输岩石  $N =$

$\frac{3810000 \times 1.1}{3 \times 330 \times 381 \times 0.65} = 17.1$ , 需要 23.7 台, 共计 24 台。

### 3.2.3 计算限制区间通过能力

#### 3.2.3.1 双车道通过能力的计算

露天矿山道路通过能力是指在安全条件, 道路允许通过的最大汽车数量或运输量。

双车道通过能力按下式计算:

$$N = 1000 \times v \times K_1 \times K_2 / S_T$$

式中：N——双车道每小时通过的能力，辆；

$v$  ——汽车平均运行速度，17.0km/h；

$K_1$ ——与挖掘机数量有关的运行不均衡系数 查《采矿设计手册》

矿床开采上篇表 1-3-21 取 0.67；

$K_2$ ——考虑会车，交叉口及制动等因素的安全系数，取 0.36

$S_T$  ——同一方向上汽车之间安全行车间距，m

$$S_T = L_1 + L_2 + L_0$$

$L_1$ ——司机观察反应时间内所行驶的距离， $L_1 = v \times t / 3.6 = 8.5\text{m}$ ；

$t$ ——司机观察反应时间，1.8s；

$L_2$ ——汽车开始制动到完全停住所行驶的距离，

$$L_2 = \frac{K \times v^2}{254 \times (\psi_b + \omega + i)}$$

$K$ —制动使用系数，取 1.35

$\psi_b$ —计算粘着系数，0.3

$\omega$ —滚动阻力系数，取 0.04

$i$ —道路纵坡，8%

$L_0$ —停车安全距离，取汽车全长，取 7.4 米

$$\text{经计算 } L_2 = \frac{1.35 \times 17^2}{254 \times (0.3 + 0.04 + 0.08)} = 1.1 \text{ 米；}$$

$$S_T = 8.5 + 1.1 + 7.4 = 17.0 \text{ 米，}$$

$$N = 1000 \times 17 \times 0.67 \times 0.36 / 17 = 241 \text{ 辆。}$$

### 3.3 运输线路布置方式

关门山露天铁矿山坡部分运输线路采用树枝直进式方式，为了减少展线长度，可在山坡道路的开始部分加高路基，虽然能产生一定的道路修筑工程

量，但总工程却能很大程度的减少。线路直线部分坡度不大于 8%，当线路长度超过 500m 时，在拐弯处设缓坡段，缓坡段长度不小于 100m。

深凹部分运输线路布线采用直进回返式，考虑到重车上坡，空车下坡，发动机发热量大，出入沟坡度为 6%，并在每个出入沟底部设坡度为 0%的连接平台。

为了减少基建工程量尽早见矿，本矿采用移动坑线开拓，露天上坡部分从山坡一侧向最终边坡方向推进，深凹部分从矿岩分界处向最终边坡方向推进。

## 第四章 掘沟及新水平准备

### 4.1 掘沟工程

#### 4.1.1 沟道的类型，断面形状及其规格

在露天开采中，为保持持续正常生产，需及时准备出新的工作水平，而新水平的准备工作包括掘进出入沟，开段沟和为下一水平掘沟进行的扩帮工作。

不同掘进方法的选择，取决于它所采用的运输和装载方式。本露天矿采用汽车运输，电铲和汽车在一个水平上的平装车，采场又分为山坡部分和深凹部分，因此沟道类型有单壁沟和双壁沟。考虑本矿的实际因素，掘沟方式为：首先掘出入沟，然后掘开段沟，当开段沟掘完后开始扩帮。沟的主要要素包括沟底宽度、沟深度、沟帮坡面角、沟的纵向坡度和沟的长度。

##### 4.1.1.1 沟底宽度

它取决于掘沟的运输方式，沟内线路数目，岩石物理力学性质和采掘设备的规格等因素。

##### (1) 出入沟沟底最小底宽

汽车运输掘沟时，为了提高挖掘机的效率，采用回返式调车，沟底最小宽度为 23 米。

##### (2) 开段沟沟底宽度

它与掘沟方式，采掘运输设备规格，线路数目和布置及扩帮爆破的爆堆宽度有关，其沟底宽度同出入沟一样为 23 米。

##### 4.1.1.2 沟深度

山坡露天矿的出入沟和开段沟均为单壁堑沟，凹陷露天矿的出入沟和开段沟均为双壁堑沟，出入沟深度值为零至台阶高度，即 0~12 米，开段沟深

度等于台阶全高度，即 12 米。

#### **4.1.1.3 沟帮坡面角**

考虑本矿岩石的物理力学性质，沟帮坡面角保留时间长度，由于采用移动坑线开拓时，沟帮两侧坡面角均为  $70^{\circ}$ 。

#### **4.1.1.4 沟的纵向坡度**

根据掘沟的运输设备类型、堑沟的用途确定，露天矿山坡部分汽车运输矿岩为重车下坡，空车上坡，出入沟一般只有穿孔设备行走，出入沟的纵向坡度为 8%，露天矿凹陷部分汽车运输矿岩为重车上坡，空车下坡，出入沟主要为运输矿岩的通道，出入沟的纵向坡度为 6%。开段沟一般为水平的，但为了排水需要而采用 3%左右的纵向坡度。

#### **4.1.1.5 沟的长度**

出入沟是联系上、下水平的通路，其长度取决于台阶高度和出入沟的纵向坡度，即  $L=H/i$

式中：L——出入沟的长度，米；

H——台阶高度，12 米

i——出入沟的纵向坡度，%。

经计算露天矿山坡部分的出入沟为 150 米，深凹部分的出入沟为 200 米。

开段沟长度与采用的采掘工艺开拓方法有关，应根据具体矿山条件确定。本矿选用段高 12 米，底宽 23 米，断面积为 300 平方米左右，山坡部分的开段沟为单壁沟，示意图见图 4.1，深凹部分为双壁沟，示意图见图 4.2。

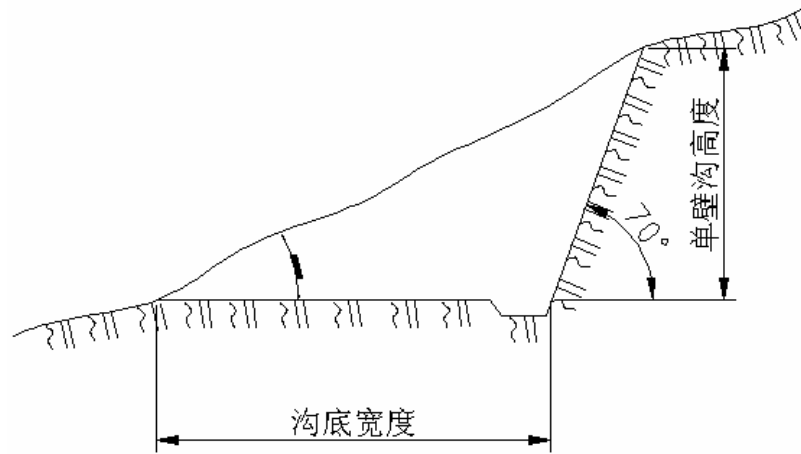


图 4.1 单壁沟横断面图

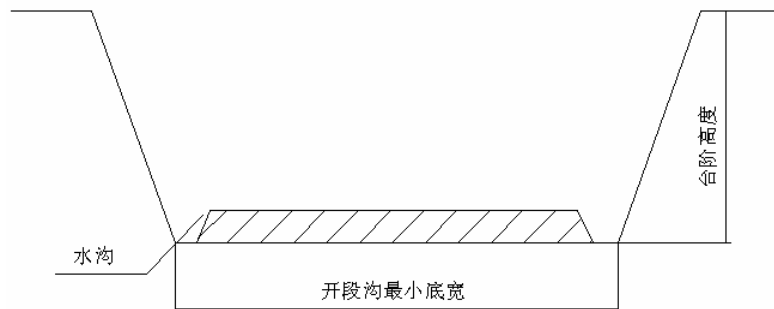


图 4.2 双壁沟横断面图

#### 4.1.2 掘沟方法选择

考虑到沟道的类型及采用的运输设备类型和电铲类型及掘沟速度的要求，决定采用汽车运输掘沟。

#### 4.1.3 计算掘沟工程量和掘沟速度

##### 4.1.3.1 掘沟工程量

(1) 对于露天矿的深凹部分，出入沟和开段沟为双壁沟，

出入沟的工程量：

$$V_1 = \frac{h^2}{i} \times \left( \frac{b_1}{2} + \frac{h}{3 \times \tan \alpha} \right) + \frac{h^2}{\tan \alpha} \times \left( \frac{b_1}{2} + \frac{2 \times h}{3 \times \tan \alpha} \right)$$

式中： $V_1$ ——出入沟工程量， $m^3$ ；

$h$ ——延深一个新水平的深度，12 米；



i——出入沟平均坡度，6%；

$b_1$ ——出入沟沟底宽度，23 米；

$\alpha$  ——沟帮坡面角 取  $70^\circ$

$$\text{经计算 } V_1 = \frac{12^2}{0.06} \times \left( \frac{23}{2} + \frac{12}{3 \times \operatorname{tg} 70} \right) + \frac{12^2}{\operatorname{tg} 70} \times \left( \frac{23}{2} + \frac{2 \times 12}{3 \times \operatorname{tg} 70} \right) = 34470 \text{ 立方}$$

米。

开段沟截面积：

$$S_2 = (b_2 + h \times \operatorname{ctg} \alpha) \times h$$

式中：  $S_2$ ——开段沟截面积量，  $\text{m}^2$ ；

$b_2$ ——开段沟沟底宽度，23 米；

$h$ ——延深一个新水平的深度，12 米；

$\alpha$  ——沟帮坡面角 取  $70^\circ$  ；

经计算  $S_2 = (23 + 12 \times \operatorname{ctg} 70) \times 12 = 328.4$  平方米。

(2) 对于露天矿的山坡部分，其开段沟和出入沟都为单壁沟。

出入沟的工程量：

$$V_3 = \frac{\phi \times b_1^2}{2 \times i} \left[ h - \frac{\phi \times b_1}{3} \left( 1 - \frac{i}{\operatorname{tg} \alpha} \right) \right]$$

式中  $V_3$ ——出入沟工程量；

$$\phi = \frac{1}{\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha} ;$$

$\beta$  ——地形坡度，  $(^\circ)$  ；

$b_1$ ——出入沟沟底宽度，23 米；

i——出入沟平均坡度，8%；

$\alpha$  ——沟帮坡面角 取  $70^\circ$  ；

经计算  $V_3 = 23321$  立方米。

开段沟工程量:

$$S_4 = \frac{\varphi \times b_2^2}{2}$$

式中 : $S_4$ ——出入沟工程量, 平方米;

$b_2$ ——开段沟沟底宽度, 23 米;

经计算  $S_4=288.3$  平方米

#### 4.1.3.2.掘沟速度

经计算  $4m^3$  正常条件下的电铲效率为 63 万  $m^3/a$ , 即每月 5.25 万  $m^3$ , 在出入沟工作时的效率为每月 4.62 万  $m^3$ , 开段沟时效率为每月 4.88 万  $m^3$ 。

以+72 水平为例, 出入沟工程量 34470 立方米, 开段沟的横截面积为 328.4 平方米, 掘完出入沟需要  $34470/4.62/10000=0.75$  月, 开断沟的掘沟速度为:  
 $v_2=v/s=4.88*10000/328.4=148.6$  米/月。

## 4.2 新水平准备工作

### 4.2.1 确定新水平准备工程量和各项工程所需时间。

新水平准备包括掘出入沟、开断沟及新水平的准备所需的扩帮, 首先计算扩帮工程量, 它主要取决于扩帮宽度和采剥程序, 扩帮宽度应保证下一水平正常掘进出入沟、开断沟的扩帮。取+72 水平为例, 扩帮工程量为:

$$V_3=b_{3k} \times L_{3k} \times h$$

式中 :  $V_3$ ——扩帮工程量,  $m^3$ ;

$L_{3k}$ ——所需扩帮长度 600 m;

$b_{3k}$ ——扩帮宽度, 44m;

$h$ ——台阶高度, 12m;

经计算  $V_3=44 \times 600 \times 12=316800m^3$

#### 4.2.2 各项工程所需的时间

出入沟掘沟时间  $T_1=0.75$  月，开段沟掘沟时间  $T_2=600/148.6=4.03$  月，  
 扩帮所需时间  $T_3=316800/5.25/10000= 6.03$  月  
 故所需总时间为： $T_a=0.75+4.03+6.03=10.81$  月。新水平准备工程计划  
 见表 4.1

表 4.1 新水平准备工程进度计划表

工程项目	规格 (m)		工程量 (万 m <sup>3</sup> )	进度指标		完成 时间 (月)	电 铲 号	工程进度 (月)														
	长	宽		(万 m <sup>3</sup> /月)	(m/月)			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
+72水平																						
出入沟	200	23	3.4	4.62	—	0.75	1															
开段沟	600	23	19.7	4.88	148.6	4.03	1															
左部扩帮	300	44	15.8	5.25	—	3.01	1															
右部扩帮	300	44	15.8	5.25	—	3.01	1															
+60水平																						
出入沟	200	23	3.4	4.62		0.75	2															
开段沟	600	23	19.7	4.88	148.6	4.03	2															

#### 4.2.3 计算最大可能的矿山工程延深速度

延深速度表示露天矿每一年可能延深的垂直高度，用  $h_y$  表示，

$$h_y=12 \times h/T$$

式中： $h$ ——台阶高度，12 m；

$T$ ——新水平准备时间，10.81 月

所以  $h_y=13.3$  米/年。

## 第五章 露天矿生产能力及采掘进度计划

### 5.1 矿山生产能力的验算

#### 5.1.1 按可能有的采矿工作面数目验算生产能力

##### 5.1.1.1.确定一个采矿台阶可能布置的挖掘机台数 $N_{wk}$ ，即

$$N_{wk} = L_t / L_c$$

式中： $L_t$ ——台阶采矿工作线长度，600m

$L_c$ ——采区长度，取300m；

经计算  $N_{wk} = 600 / 300 = 2$  台。

##### 5.1.1.2 计算可同时采矿的台阶数

$$N_k = \frac{m}{1 + \text{ctg} \gamma * \text{tg} \phi} \times \frac{1}{B + h * \text{ctg} \alpha}$$

式中： $N_k$ ——可能同时布置的采矿台阶数；

$m$ ——矿体水平厚度，110m；

$B$ ——工作平盘宽度，54m；

$h$ ——台阶高度  $m$ ，12m；

$\alpha$ ——工作台阶坡面角， $70^\circ$

$\gamma$ ——矿体倾角， $78^\circ$ ；

$\phi$ ——工作帮坡角， $8^\circ$ ；

经计算， $N_k = \frac{110}{1 + \text{ctg} 78 * \text{tg} 8} \times \frac{1}{54 + 12 * \text{ctg} 70} = 1.83$ ，取  $N_k = 1$ 。

##### 5.1.1.3 露天矿可能的生产能力

$$A_k = N_{wk} \times N_k \times Q_{wk}$$

式中： $A_k$ ——年生产能力，万  $m^3$ ；

$Q_{wk}$ ——采矿挖掘机平均生产能力 63 万  $m^3/a$ ；

$A_k=63 \times 1 \times 2=126$  万  $m^3/a$ ，大于矿石年生产能力 48.5 万  $m^3/a$ ，能够满足生产能力要求。

### 5.1.2 按矿山工程延深速度验算生产能力

由于采用下盘移动坑线开拓时  $V_y=V_k$ ，矿山工程延深程度， $V_y=13.3m/a$

按下式计算可能达到的生产能力：

$$A_k = \frac{V_k \times P \times \eta \times (1 + \rho)}{h}$$

式中：P——水平分层矿量，291.7 万吨；

$\eta$ ——矿石回收率，97%；

$\rho$ ——废石混入率，3%；

所以  $A_k = \frac{13.3 \times 291.7 \times 0.97 \times (1 + 0.03)}{12} = 323$  万吨，完全满足要求。

### 5.1.3 根据年服务年限论证生产能力的经济合理性

验证经济上合理的生产能力，目前主要是根据露天矿的合理服务年限来验证，在露天矿境界内矿石工业储量一定的情况下，生产能力的大小决定了服务年限，它们关系是：

$$A_k = \frac{P}{T_c}$$

式中： $A_k$ ——矿山生产能力，t/a；

P——露天矿境界内矿石的可采矿量，13975 万 t；

$T_c$ ——露天矿正常服务年限，50 年；

故  $A_k = 13975 / 50 = 280$  t/a，满足要求。

## 5.2 均衡生产剥采比的确定

### 5.2.1 均衡生产剥采比的原则

(1) 开采年限较长的大中型露天矿按一期均衡，在开采技术上有困难时，可分期均衡，本矿山设计开采年限为 87.4 年，因此按一期均衡。

(2) 露天矿发展时期，每期生产剥采比的差值不宜过大，一般不增加或不减少主要采装设备。

(3) 均衡生产剥采比，在矿山发展时期，一般初期小些，以后各期逐渐增大，中间不宜降低。

(4) 尽量缩短矿山投产到达产的时间。

### 5.2.2 均衡剥采比的确定

由于封闭圈处地形及矿量变化较大，导致上下的几个水平的分层剥采比与其它分层相比相差较大，因此采按经验系数法初步确定均衡剥采比。

整个境界内的 矿石量为 42348488.2 立方米，岩石量为 94547706.5 立方米，平均剥采比为  $2.23 \text{ m}^3 / \text{m}^3$ ，系数取 1.3，均衡剥采比为  $2.90 \text{ m}^3 / \text{m}^3$ 。

## 5.3 采掘进度计划的编制

### 5.3.1 编制采掘进度计划的依据资料

编制进度计划的资料包括：矿石年产量为 160 万吨，初步均衡剥采比为  $2.90 \text{ m}^3 / \text{m}^3$ ，基建时间为 2 年，电铲正常的生产能力为 63 万  $\text{m}^3 / \text{年}$ ，矿石回收率 97%，废石混入率 3%。开拓矿量保有期为 1 年，48.5 万  $\text{m}^3$ ，备采矿量 2 个月，8.1 万  $\text{m}^3$ 。

### 5.3.2 采掘进度计划

在矿山开采基建期，在两个山头上要实施硐室爆破，硐室爆破的大块率

较高，爆堆中间存在较多的空隙，因此当较多设备在+180（东山头）和+144（西山头）工作较危险，另外这两个水平面积较小，矿山的电铲数量少。因此考虑+180 和+144 水平全部采完后再实施下个水平的掘沟工作。在编制采掘进度计划时要综合考虑矿石和岩石生产能力，确保均衡剥采比变化不大。采掘进度计划编制结果见附表。

## 5.4 矿山工作计划

（1）矿山年产量是 1 6 0 万吨，产量较大，故把矿山年工作天数定为 330 天，剥离工作天数为 330 天，采矿 310 天，日工作班数为 3 班，每班为 8 小时。

（2）主要作业设备的工作制度。采矿电铲工作天数为 310 天，剥岩电铲工作天数为 330 天，牙轮钻为 310 天，每天 3 班，每班 8 小时。

## 5.5 矿山全年、昼夜及班岩产量计算

矿山生产能力见表 5.1。

表 5.1 矿山生产能力表

类别	年	昼夜	班
矿量（万吨）	160	0.485	0.162
岩量（万吨）	375	1.136	0.378
矿岩总量（万吨）	535	1.621	0.540

## 第六章 矿岩采剥工程

### 6.1 概述

露天矿采剥方法主要研究露天开采过程中采剥及采矿工程的开采顺序以及它们之间的时间关系问题，根据本矿的实际情况，采用纵向的剥采方法，利用平装车回返时式采装，工作线的方向与矿走向平行，沿着矿体走向掘沟，垂直矿体方向扩帮，由于下盘较平坦，覆盖层浅，工作线由下盘向上盘推进。

对本矿的山坡露天矿部分，工作线沿等高线布置，单壁沟沿等高线开挖，向最终边坡推进。

### 6.2 穿孔工作

#### 6.2.1 穿孔设备的选择

考虑本矿年生产能力较大，矿岩硬度较大，选用牙轮钻机完成主要的穿孔任务。它具有钻孔效率高，作业成本低，机械化程度高，适应各种硬度的矿岩钻孔等优点。根据矿山的规模选用 KY—250 型牙轮钻机，具体参数见表 6.1。

#### 6.2.2 设备生产能力的确定

根据本矿山的矿岩性质，钻进年工作天数，参考临近矿山的实际情况。初步确定钻机的台年效率为 25000 米。

#### 6.2.3 设备数量的计算

露天矿所需牙轮钻机数量按下式计算确定。

$$N = \frac{Q}{Q_1 \times q \times (1 - e)}$$

式中：N——所需设备数量，台；



Q——设计矿山的年采剥总量， 542 万 t；

Q<sub>1</sub>—牙轮钻机的穿孔效率，25000m/年 t；

e——废孔率，3%；

q—每米炮孔的爆破量，120t/m；

$$\text{经计算 } N = \frac{5420000}{25000 \times 120 \times (1 - 0.03)} = 1.86, \text{ 取 } 2 \text{ 台。}$$

表 6.1 KY—250 型牙轮钻机技术参数表

钻孔直径 (mm)	钻孔深度 (mm)	钻孔方向 (°)	最大轴压 (KN)
220~250	17	90	420
钻具推进 行程 (m)	钻具推进 速度 (m/min)	钻具回转速度 (r/min)	钻具提升 速度 (m/min)
9.2	0.08~0.8	0~115	10
钻具回转扭 矩 (KN.m)	回转传动 方式	主空压机能 (m <sup>3</sup> /min)	排渣方式
6.00	直流电机	30	风水混合
行走方式	爬坡能力 (%)	钻杆直径 (mm)	钻杆根数 (根)
履带	12	159, 203	2
钻杆长度 (m)	行走速度 (km/h)	电机安装 总容量 (KW)	工作钻机尺寸 (m)
9.2	0.72	369.3	11.79×4.81×17.89
行走钻机 尺寸 (m)	钻机总重量 (t)	生产厂家	
17.20×4.81× 6.62	87.85	江西采矿机械厂	

#### 6.2.4 二次破碎方法和所需的设备数量

在生产爆破过程中，可能产生一定量的较大尺寸的岩石和矿石，不能满足挖掘机和汽车的装运工作，需要破碎成小的尺寸，这样的矿岩称为大块。

大块尺寸的确定：

(1) 按挖掘机铲斗容积 E 确定允许块度

$$B \leq 0.75 \times E^{1/3} = 1.19\text{m}$$

(2) 按汽车斗容 V 确定允许块度

$$V = 7.41 \times 3.55 \times 3.475 = 91.4\text{m}^3$$

$$B \leq 0.5 \times V^{1/3} = 2.25\text{m}$$

根据以上计算结果，将块度最大尺寸大于 1200mm 的矿岩作为大块，根据矿岩性质和采用的爆破方法，取大块的发生率为 4%。

每天需要处理的大块量为  $1890000 \times 0.04 / 330 = 229\text{m}^3$ ，二次破碎设备采用 YT—25 型气腿式凿岩机，查表知，班工作能力为 30m/班，炮孔装 2 号岩石炸药，工作的凿岩机台数为：

$$N = \frac{Q}{q \times V_b},$$

式中：N——工作的凿岩机台数，台；

Q——平均每天二次爆破的矿岩量， 229m<sup>3</sup>；

q——爆破一立方米大块所需的炮孔长度， 4t/m；

V<sub>b</sub>——二次破碎凿岩机的班工作能力， 30m/班；

经计算 N=1.9 台

由于二次破碎只在白天作业，凿岩机的备用量为 50%，故实际所需的凿岩机台数为  $1.5N = 1.9 \times 1.5 = 2.85$  台，取三台

## 6.3 爆破工作

### 6.3.1 爆破方法的选择

结合关门山铁矿的具体地形情况，开采境界内的东西两个山头，矿少岩多，大型穿孔设备难以在上面工作，为了缩短基建时间，决定采用峒室爆破方法处理两个山头，峒室开挖标高分别为+144 和+180 水平，在东部山头靠近最终边坡部分预留保护层。

由于本矿生产能力较大，一次爆破量大，因此生产爆破采用多排孔微差爆破，临近边坡时，采用预裂爆破，可以有效地保护边坡稳定。

### 6.3.2 爆破方法及爆破器材

本矿位于东北，雨季较长，降雨前后空气中有较多的杂散电流，为了确保安全生产，采用导爆管雷管起爆系。爆破器材有导爆索，火雷管，导爆管雷管。起爆采用“V”起爆，爆破网络见图 6.1，炮孔联线图 6.2。

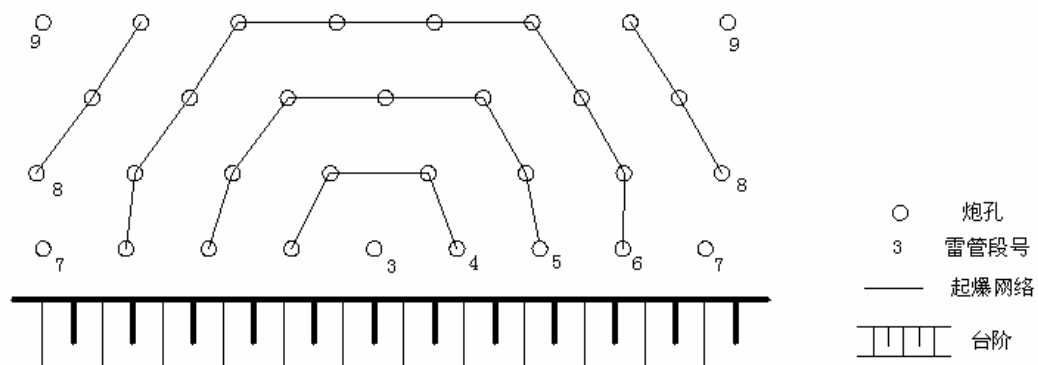


图 6.1 爆破网络图

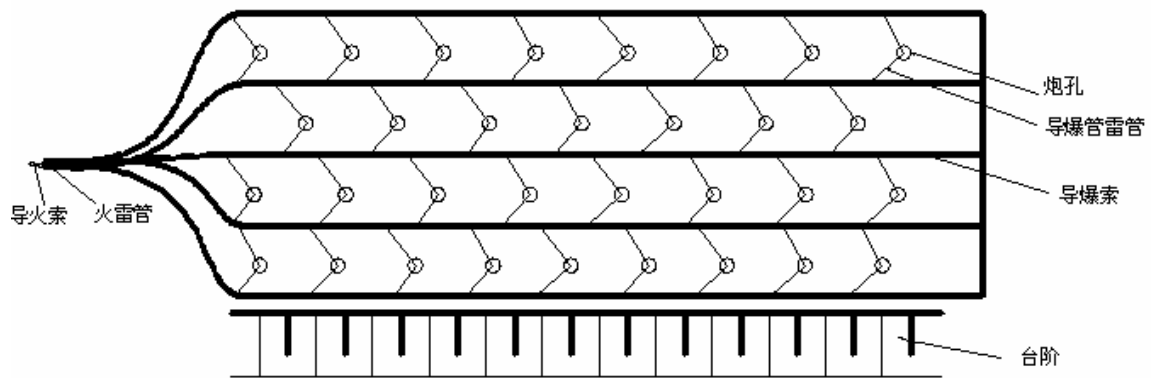


图 6.2 爆破联线图

### 6.3.3 爆破参数的确定

#### 6.3.3.1 底盘抵抗线 $W_1$

底盘抵抗线的大小与炮孔直径、装药直径、炸药威力、装药密度、岩石可爆性、要求破碎程度及阶段高度等因素有关。

(1)  $W_1$  与  $H$  的关系为：

$$W_1 = (0.6 \sim 0.9) \times H$$

式中： $H$ ——台阶高度，12m。

$$W_1 = 7.2 \sim 10.8 \text{ 米；}$$

(2)  $W_1$  与  $d$  的关系为：

$$W_1 = k \times d$$

式中： $d$ ——炮孔直径，0.25m，

$k$  取 36。

$$\text{则 } W_1 = 36 \times 0.25 = 9.0 \text{ 米；}$$

(3) 根据钻孔装药条件计算  $W_1$  如下：

$$W_1 = \frac{\sqrt{q^2 \times (e - p)^2 + 4 \times q \times m \times q_1 \times H^2} - q_1 \times (e - p)}{2 \times q \times m \times H}$$

式中： $q$ ——单位炸药消耗量，0.6kg/m<sup>3</sup>；

$q_1$ ——每米炮孔装药量, 47kg/m;

$e$ ——堵塞系数, 0.8;

$p$ ——超钻系数, 0.25;

$m$ ——钻孔邻近系数, 1.3;

$H$ ——台阶高度, 12m;

经计算  $W_1=7.8\text{m}$

按以上三种因素计算结果, 最小抵抗线取 7.8m, 并按平台安全作业条件检验。

$$W_1 \geq H \times \text{ctg} \alpha + C$$

式中:  $C$ —炮孔中心至平台坡顶线的安全距离, 2.5m;

$\alpha$ —台阶坡面角,  $70^\circ$ 。

经计算  $W_1 \geq 12 \times \text{ctg} 70^\circ + 2.5 = 6.9$  米, 满足要求。

### 6.3.3.2 孔距 $a$ 和排距 $b$

为了改善爆破质量, 采用大孔距小排距的爆破方法。

第一排孔  $a=m_1 \times W_1$ , 后排孔  $a=m_2 \times b$ , 式中  $m_1$ 、 $m_2$  分别为前后排炮孔邻近系数。 $m_1=0.7$ ,  $m_2=1.3$ , 可得第一排孔  $a=5.5$  米。

炮孔采用三角形布孔,  $b=5$  米, 后排孔  $a=6.5$  米。

### 6.3.3.3 孔径 $d$ 和孔深 $h$

孔径由所选择的穿孔设备确定, 因此孔径  $d$  为 250mm。

钻孔深度  $h$  的确定。

$$h=H+L_1$$

式中:  $L_1$ —超深, 2.0 米;

经计算  $h=12.0+2.0=14.0$  米。

#### 6.3.3.4 填塞长度 $L_2$

$$L_2 = Z \times W_1$$

式中：Z—填塞系数，0.8。

经计算  $L_2 = 0.8 \times 7.8 = 6.2$  米，因此要采用分层装药，上部装 1/3，下部装 2/3。

#### 6.3.3.5 单孔装药量

前排孔：  $Q_1 = q \times a \times W_1 \times H$       kg

后排孔：  $Q_1 = q \times a \times b \times H \times t$       kg

式中：t—后排装药量增加系数，1.1。

其余符号意义同前

经计算前排孔装药量为 309kg，后排孔装药量为 257kg，经装药量验算，后排孔可装药 345kg，满足装药要求。

### 6.4 装车工作

#### 6.4.1 采装设备的选择

根据矿山的年生产能力，选用 WK-4 型电铲，SH-380 型汽车来完成采装任务。WK-4 型电铲技术参数见表 6.2。

#### 6.4.2 采装工作面参数及工作平盘的配线方式

##### 6.4.2.1 台阶高度

根据选用的挖掘机最大挖掘高度，综合考虑挖掘机的性能及矿岩特性，参考邻近类似矿山，确定台阶高度为 12 米。

##### 6.4.2.2 采区长度

一台挖掘机采掘的台阶工作线长度叫做采区长度，查表知 WK-4 电铲的工作线长度大于 300 米，由于本矿山电铲较少，每个台阶上一般只有一台电铲

工作，采区长度等于工作台阶长度。

#### 6.4.2.3 采掘带宽度 $b_c$

根据挖掘机最大挖掘半径，采掘带宽度取 12 米。

表 6.2 WK-4 型电铲技术参数表

铲斗容积 ( $m^3$ )	理论生产能力 ( $m^3/h$ )	最大挖掘半径 (m)	最大挖掘高度 (m)
4	572	14.4	10.1
最大挖掘深度 (m)	最大卸载半径 (m)	最大卸载高度 (m)	最大提升力 (KN)
3.4	12.65	6.3	530
动臂长度 (m)	接地比压 (Mpa)	最大爬坡能力 ( $^{\circ}$ )	行走速度 (km/h)
10.5	0.243	12	0.45
机器工作总量 (t)	名义提升速度 (m/S)	最大推压力 (KN)	推压速度 (m/S)
190	0.88	240	0.53
主电动机功率 (KW)	生产厂家	回转 $90^{\circ}$ 工作循环时间 (s)	
250	太原重机厂	25	

#### 6.4.2.4 最小工作平盘宽度及工作平盘宽度

(1) 最小平盘宽度

$$B_{\min}=b+c+d+e+f+g$$

式中:  $B_{\min}$ ——最小平盘宽度, m;

$b$ ——爆堆宽度,  $b=2.5 \times H=28$  米;

$c$ ——爆堆底线至汽车边缘的距离, 3m;

$d$ ——车辆运行宽度, 4m;

$e$ ——线路外侧到动力电杆的距离, 3m;

$f$ ——动力电杆至台阶稳定边界线的距离, 3m;

$g$ ——台阶边缘的安全距离, 3m。

最小平台宽度  $B_{\min}=28+3+4+3+3+3+3=44$  米, 由于备采矿量宽度为 10 米, 所

以工作平台宽度  $44+10=54$  米。

#### 6.4.2.5 平盘配线方式

由于本矿运输矿岩的汽车较多，为了提高空车供应率，采用环形方式配线。

### 6.4.3 挖掘机生产能力的确定

#### 6.4.3.1 单斗挖掘机的台班生产能力

$$Q_c = \frac{3600 \times E \times K_H \times T \times \eta}{t \times K_P}$$

式中： $Q_c$ ——挖掘机的台班生产能力， $m^3$ ；

$E$ ——挖掘机铲斗容积， $4 m^3$ ；

$t$ ——挖掘机铲斗循环时间， $42s$ ；

$K_H$ ——挖掘机铲斗满斗系数， $0.8$ ；

$K_P$ ——矿岩在铲斗中的松散系数， $1.5$ ；

$T$ ——挖掘机班工作时间， $8h$ ；

$\eta$ ——班工作时间利用系数， $0.5$ 。

$$\text{经计算 } Q_c = \frac{3600 \times 4 \times 0.8 \times 8 \times 0.5}{42 \times 1.5} = 731.4 m^3;$$

#### 6.4.3.2 单斗挖掘机的台年生产能力

$$Q_a = Q_c \times N \times n$$

式中： $Q_a$ ——挖掘机的台年生产能力， $m^3$ ；

$N$ ——挖掘机年工作日数， $310$  天；

$n$ ——日工作班数， $3$  班。

$$\text{经计算 } Q_a = 731.4 \times 310 \times 3 = 680202 m^3,$$

根据采剥年矿岩总量，确定挖掘机的年生产能力为  $63$  万  $m^3$ 。其在各个时期、各种工作环境下的生产能力见表 6.3：



表 6.3 电铲在各种工作条件下的台年效率

位置 使用时间	出入沟	开段沟	正常生产
第一年	38.8	41.0	44.1
第二年	47.2	49.8	53.6
第三年	55.4	58.6	63.0

#### 6.4.3.3 单斗挖掘机的台数

$$N=A/ Q_a$$

式中 N——单斗挖掘机的台数，台；

A——矿山的年最大采剥总量，189 万 m<sup>3</sup>/年；

经计算  $N=189/63=3$ ，取 3 台。

## 第七章 排土工作

### 7.1 排土场位置的选择及排土容积的计算

#### 7.1.1 排土场位置的选择

因为本矿分为山坡露天矿和深凹露天矿，所以此排土场的选择和位置也因地制宜。根据关门山的实际地形，该矿东高西低，所以从东到西可适当安排 3 个排土场，即在采场东北部布置 1 号排土场，主要用于容纳+120 以上水平的排岩任务；在采场北侧设置 2 号排土场，主要用于容纳+60 以上水平的排岩任务，在采场西南侧设置 3 号排土场，主要用于容纳+60 以下水平的排岩任务。

#### 7.1.2 排土场的容积

排土场的容积和采场内总排岩量有关。

$$V = \frac{K_1 \times K_2 \times V_1}{1 + K_3}$$

式中：V——排土场的容积，万立方米；

$V_1$ ——计划在排土场排弃的剥离量，9454.8 万立方米；

$K_1$ ——富余系数，1.05；

$K_2$ ——岩土松散系数 1.5

$K_3$ ——岩土下沉系数，0.06。

$$\text{经计算 } V = \frac{1.05 \times 1.5 \times 9454.8}{1 + 0.06} = 14048 \text{ 万立方米}$$

### 7.2 排土方法的选择及堆置要素的确定

#### 7.2.1 选择排土场方法

由于矿山采用公路运输，因此排土工程采用汽车运输—推土机排土，这

种方式排岩机动灵活，排岩台阶高度比铁路运输大，工艺简单，基建时间短，基建工程量小，作业安全，排岩成本低。

### 7.2.2 排土工序

推土机排岩工作包括汽车翻卸岩土、推土机推排，平整场地和整修废石场公路。

为了减少推土机的工作量，山坡露天矿采用边缘排土方式。汽车卸载后，推土机将遗留在工作平台的剥离物推向阶段边缘。卸载地点在确保安全的前提下，尽量靠近阶段边缘，以减少推土机的排弃量。

### 7.2.3 确定排土场参数

#### 7.2.3.1 排土段高

山坡露天矿部分采用边缘排土，阶段高度根据地形高差确定，凹陷露天矿排土场的阶段高度取 45m。

#### 7.2.3.2 岩堆安息角

根据岩石性质，安息角取  $30^{\circ}$ 。

#### 7.2.3.3 最小平台宽度

排土采用汽车运输—推土机排岩工艺，只有一个排土台阶最小平台宽度为 40m。

#### 7.2.3.4 排土线长度

排土线长度应按同时翻卸的汽车数量确定。

(1) 每辆汽车卸载及调车入换时间

$$t=t_1+t_2+4\times R/V$$

式中： $t_1$ ——汽车卸载时间，1min；

$t_2$ ——汽车换档时间，0.2min；

R——汽车转弯半径，10m；

$V$ ——调车时汽车运行的速度，30m/min。

经计算  $t=1+0.2+4\times 10/30=2.5\text{min}$

(2) 同时卸载汽车数

$$n=N\times t/T$$

式中： $N$ ——实动排土汽车数，11 台；

$T$ ——汽车作业周期，20min。

经计算  $n=11\times 2.5/20=1.38$  台，取 2 台。

(3) 排土线长度

$$L=n\times b$$

式中： $b$ ——卸载时每台汽车占用的工作线长度，30m

经计算  $L=60$  米，考虑到推土机作业的影响和设备的维护，排土线总长为  $3\times 60=180$  米。

### 7.3 排土线生产能力

根据本矿的采装运输设备以及需要的排土量，选择黄河 T—180 型推土机，其生产效率为  $1200\text{m}^3/\text{台班}$ ，则设备数量  $N$

$$N=\frac{V\times K_1}{Q\times T\times K_2}$$

式中： $N$ ——在籍推土机台数，台；

$V$ ——需用推土机的班平均排弃量（松方）， $848\text{m}^3$ ；

$Q$ ——推土机的生产效率（松方）， $150\text{m}^3/\text{h}$ ；

$T$ ——推土机的班工作时间，8h；

$K_2$ ——时间利用系数，60%；

$K_1$ ——设备检修系数，1.2。

$$\text{经计算 } N = \frac{848 \times 1.2}{150 \times 8 \times 0.6} = 1.41, \text{ 取 } 2 \text{ 台。}$$

## 第八章 经济部分

### 8.1 劳动定员和劳动生产率

本露天矿的职工包括直接生产人员和非直接生产人员，其中直接生产人员包括：从事企业生产的采矿、地质测量、汽车司机、电铲司机、牙轮钻机、凿岩机操作工、推土机司机、调度室人员、机修人员、汽车修理人员、电修人员、供排水人员、柴油库人员、仓库保管员、民工队人员和其他设备管理人员。非直接生产人员包括：企业管理人员和服务性人员。

根据矿山的工作制度，在册人员系数取 1.14，具体定员见表 8.1。

表 8.1 劳动定员表

工作单位或工种名称	昼夜出勤人数	在册人员系数	在册人数
采矿技术人员	8	1.0	8
地质测量技术人员	12	1.0	12
电铲司机	21	1.0	21
牙轮钻机	14	1.0	14
凿岩机操作工	4	1.14	5
推土机司机	2	1.14	3
汽车司机	72	1.14	82
调度室人员	3	1.14	4
机修人员	9	1.14	11
汽车修理人员	12	1.14	14
电修人员	6	1.14	7
供排水人员	9	1.14	11
柴油库人员	5	1.14	6
仓库保管员、	3	1.14	4
民工队人员	30	1.0	30
炸药库	8	1.0	8
其它设备管理人员	10	1.0	10
企业管理人员	10	1.0	10
服务性人员	20	1.0	20
合计	280		

企业全员劳动生产率=1600000/280=5714 吨/年. 人

企业生产工人劳动生产率=1600000/250=6400 吨/年. 人

## 8.2 基本建设投资

基本建设投资包括建设工程费、设备购置费、生产技术建筑费、住宅福利建筑费和各种未预见工程费。

### 8.2.1 建设工程费

根据矿山的具体条件和年生产能力，基建工程量为 140 万立方米，开采每立方米矿岩需要 30 元人民币。初步估计  $140 \times 30 \times 1.2 = 5040$  万元

### 8.2.2 设备购置费用

根据《采矿设计手册》查的，KY—250 的价格为 80 万元，WK-4 的价格为 90 万元，推土机黄河 T—180 型推土机为 26.1 万元，由于近 20 年价格的不断上涨，以上设备价格初定为 1985 年的 4 倍共计 1928 万元。自卸现在价格为汽车价格为 90 万元，购买汽车的费用为 2160 万元，加上矿山其他设备，共计为 5500 万元，考虑运输杂费、安装费用和设备浮动费率，设备购置费用为 6340 万元。

### 8.2.3 生产技术建筑费

初步估计生产技术建筑费用为 100 万元

### 8.2.4 职工生活福利设施投资费用

每个职工的生活福利设施面积为  $20\text{m}^2$ ，共计  $4720\text{m}^2$ ，每平方米按 200 元计算为 94 万元。

### 8.2.5 其他费用

按总投资的 8% 计算。

则总投资费用为 12500 万元人民币。

## 第九章 露天矿主要技术经济指标

### (1) 开采境界的主要尺寸

最高标高+237，最低标高-156，采场最大长度 1875，最大宽 675 米，其中封闭圈最大长度 1835 米，最大宽度为 609 米，坑底最大长度为 1371 米，最大宽度 63 米。

(2) 露天开采境界内矿岩量：有用矿物的工业储量 13977 万吨，废石量 127 万立方米。矿石的平均品位 29.76%，矿石普氏硬度系数  $f=12\sim16$ ，上盘混合岩普氏硬度系数  $f=10\sim12$ ，下盘千枚岩普氏硬度系数  $f=8\sim10$ 。矿石容重为  $3.3\text{t/m}^3$ ，岩石容重为  $2.72\text{t/m}^3$ ，矿岩松散系数为 1.5。

(3) 平均剥采比为  $2.23\text{m}^3/\text{m}^3$ 。

(4) 生产剥采比为  $2.88\text{m}^3/\text{m}^3$ 。

(5) 露天矿生产能力见表 9.1。

表 9.1 露天矿生产能力表

类别	年	月	昼夜
矿量（万吨）	160	13.33	0.485
岩量（万吨）	375	31.25	1.136
矿岩（万吨）	535	44.58	1.621

(6) 露天矿的服务年限为 79.4 年。

(7) 矿山基建工程量为 140 万立方米。

(8) 露天矿建设期限为 1 年零 5 个月。

(9) 达到设计生产能力期限为 4 年。

(10) 主要设备为 31 台，其中电铲 3 台，钻机 2 台，推土机 2 台，自卸汽车 24 台。



- (11) 基建投资为 12500 万元人民币
- (12) 单位基建投资 78.1 元/m<sup>3</sup>。
- (13) 生产工人数为 250 人。
- (14) 生产工人劳动 6400 吨/年. 人

## 参 考 文 献

1. 张富民. 采矿设计手册, 北京: 中国建筑工程出版社, 1986
2. 周昌寿. 露天矿边坡稳定, 北京: 中国矿业大学出版社, 1990
3. 张世雄. 固体矿物资源开发工程, 武汉: 武汉理工大学出版社, 2005
4. 钟良俊. 露天矿设备选型配套计算, 北京: 冶金工业出版社, 1990
5. 李宝祥. 金属矿山露天开采, 北京: 冶金工业出版社, 1992
6. 骆中洲. 露天采矿学, 北京: 中国矿业大学出版社, 1986
7. 刘殿中. 爆破安全规程实施手册, 北京: 人民交通出版社, 2004
8. 刘殿中. 工程爆破实用手册 (第二版), 北京: 冶金工业出版社, 2003
9. 宁恩渐. 采掘机械 (第二版), 北京: 冶金工业出版社, 1999

## 第二篇 地下开采篇

东升庙多金属硫锌矿  
开拓开采设计（85 万吨/年）

## 第十章 矿区概况及矿区特征

### 10.1 矿区概况

东升庙多金属硫铁矿区位于狼山南缘中段，行政区划属内蒙古自治区乌拉特后旗所辖。

地理坐标：东经  $107^{\circ} 02' 30''$  — $107^{\circ} 05' 37''$  ；

北纬： $41^{\circ} 06' 15''$  — $41^{\circ} 07' 55''$  。

矿区地处乌拉特后旗政府所在地东升庙镇，南距包兰线临河火车站 58Km，有黑色路面正规公路相通；北距乌拉特后旗原旗政府所在地赛乌素镇 42Km，有黑色路面正规公路相通；西南距青山镇（炭窑口矿区）30Km，有黑色路面正规公路相通。

矿区地处狼山中段与河套平原接壤带，山岳和平原界限明显。

北部为阴山山脉狼山中段南缘，属剥蚀构造山区，低中山地形，山顶为近似圆形的单面山地貌形态。矿区山脉标高 1050m—1060m，山顶 1170m—1200m，那云乌拉最高 1339.45m，最大高差 289.45m，一般高差 80m—140m。山脉呈北东东走向，山势陡峻。

除河套灌区外，区内无常年性地表径流。

矿区内土石裸露，植被稀疏。矿区属于中温带干旱气候区，具有干燥少雨，多风干旱，日照充足，年、日温差大，寒暑变化剧烈的显著特征，属与典型的大陆性气候。

据杭锦后旗气象站 1970—1990 年气象资料。年最高气温  $37.4^{\circ}\text{C}$ ，最低气温  $-33.1^{\circ}\text{C}$ ，平均气温  $7.1^{\circ}\text{C}$ ；年最大降水量 235.4mm，最小降水量 56.3mm，平均降水量 134.6mm，追大积雪深度 17cm；年日照时数 2976—3484h，多年平均风速 2.6m/s，极大风速 29.2m/s；从 10 月至翌年 4 月为冻土期，冻土最大

深度 127mm，风多集中在春秋两季，主导风向随季节而变化，春季和 8、9 月份多为 NE 向，11 月份为 SW 向。

矿区西南部有年产 150 万吨矿石的炭窑口矿山，西北部有大型霍各乞铜矿山，矿区西南的河套平原，属黄河灌区，素有“塞外江南”美称，为巴盟粮、糖、油产地，人口密度适中，劳动力充足。东生庙 220KV 变电站砸户变电容量 120MVA，电压等级为 220/110/10KV，为本矿区的开发供应更加优越的供电条件。

经过勘察，在 8~40 线范围共圈出富锌硫矿体 3 个，铜锌硫矿体 1 个，勘探工程间距为 50\*50m，设计工作量为 11 个孔，矿体形态，产状基本被控制。

据国家地震局 1990 年出版的 1: 200 万地震烈度图，矿区范围基本烈度为 7 度，属基本稳定区。但矿区 F1 下盘基岩破碎带宽度为 100~150m，上盘平原中隐伏一系列阶梯状正断层，为区域稳定性较差的地段。

## **10.2 区域地质**

### **10.2.1 大地构造环境。**

按 1991 年《内蒙古自治区区域地质志》，本区在前中生代，位于华北地台（Ⅰ级）北缘，狼山—白云鄂博台缘坳陷（Ⅱ级），狼山—渣尔泰山褶断束（Ⅲ级）。狼山复背斜南翼，成矿地质十分有利。所处大地构造位置属华北地台北缘，内蒙地轴西段，其北为海西褶皱带。

### **10.2.2 地层**

区域内中远古界狼山群地层出露最广，出露面积约 47Km<sup>2</sup>。东升庙地区约 13Km<sup>2</sup>，分三个岩性组九个岩性段。原岩建造类型总体上属正常的砂砾岩—炭质粉沙质泥岩—碳酸盐岩建造，下部夹较多的中基性—酸性火山岩夹层，代表一个由海进—海退的沉积序列。硫多金属矿床产于特定的海进层位中上

部的炭质粉砂质泥岩和碳酸岩建造中。普遍具有轻度的区域变质现象，在其上部零星分布中—新生代的陆相沉积岩系。狼山群地层时代为 1098—1600 百万年。

### 10.2.3 构造

测区位于华北地台北缘，内蒙地轴西段，狼山复背斜南翼。多次构造变动形成了本区复杂的褶皱和断裂构造。狼山南缘深断裂（F1），自北东至南西横贯整个测区。其北侧为狼山复背斜轴脊通过位置，在向北为沃博尔铜格—川井深断裂；测区南侧与赛音呼都格—临河—登口深断裂毗邻；西侧有哈其图—太阳庙南北向扭性断裂；东靠狼山弧形构造弧顶转折部位（乌盖东）。上述主要深断裂和复背斜轴脊走向均表现为北东—西南向，是南北向左旋力偶作用结果。受这些大型区域性构造的挟持和影响，区域内构造行迹总体上都是呈北东—西南向展布。褶皱和断裂构造具有强烈的继承性和多次活动的特点，这些特点在基底变质岩中表现尤为明显。中新生界以断裂为主，褶皱不发育，大多为缓倾斜的单斜层。

### 10.2.4 岩浆岩

区内岩浆活动强烈，岩浆岩分布广泛。以侵入岩为主，有三个主要侵入期。晚远古代侵入岩（ $\delta 32$ ）为片麻状闪长岩和片麻状石英岩；华力西晚期有三次侵入活动，第一次侵入为闪长岩（ $\delta 3(1)4$ ），第二次侵入为辉石橄榄岩（ $\Sigma 3(2)4$ ），第三次侵入为中粗粒花岗岩（ $r3(3)4$ ）；印支侵入岩（ $r15$ ）为白云母花岗岩和白云母电气石花岗伟晶岩。另外区内还有种类繁多的脉岩以及集中分布在五台群和狼山群中的变质基性—酸性火山岩和产于侏罗纪砂砾岩中的玄武安山岩夹层。

### 10.2.5 变质岩

区内五台群、狼山群、石炭—二迭系及晚远古代侵入岩等均受到不同程

度的区域变质作用形成多种多样的变质岩。其中五台群变质岩程度较高，达角闪岩相；狼山群变质程度较浅，据变质矿物组合特征属绿片岩相变质作用产物。

### **10.3 矿区地质**

矿区为狼山成矿代南部重要矿区之一。

#### **10.3.1 地层**

矿区地层发育不全，主要为中元古代狼山群及中新世代地层，缺失古生代地层。

狼山群第二岩组为矿区含矿组，富存全部工业矿体。自上而下分五个岩性段，至上而下分述如下：

##### **10.3.1.1 石英岩岩段（Pt2Ln12）：**

该岩段在地表分布稳定，东西长约 1800 米，但厚度变化较大由几米到几十米。且明显铜化，在深部局部地段构成工业矿体，Cu 含量 0.66%以上。该层至地下 100—200 米尖灭。为地表良好标志层，厚度一般 6—20 米，平均厚 8.60 米。

##### **10.3.1.2 白云石大理岩—含磷变质砂岩岩段（Pt2Ln22）：**

为矿区重要的含矿岩段。以白云石大理岩为主，底部由含磷变质砂岩，薄层状硅铁质白云石大理岩组成。沿走向厚度变化较大，3—8 线厚度变化最大，东西两侧呈减小趋势，最大厚度 182m，最小厚度 12.5m，一般厚 30—80m，平均厚度 72 米。

##### **10.3.1.3 绢云石墨片岩夹（含）石墨白云石大理岩互层岩段（Pt2Ln32）：**

为矿区重要的含矿段，以富含石墨且矿化普遍为特征。厚度由西南向东呈递增趋势，一般厚 50—150m，平均 107.14m。

#### **10.3.1.4 白云石大理岩岩段 (Pt2Ln42):**

为矿区最重要的含矿段，大部分被白垩系下统岩层所覆盖，仅在 11—4 线间及 40 线东零星出露，以拨薄层状白云石大理岩为主，夹黑云石英片岩，绢云石墨片岩；底部有互层白云石大理岩或黑云磁铁白云石大理岩，顶部为绢云石墨片岩与方解石白云石大理岩。该岩段在 14—18 线厚度较大，向两侧逐渐减小，最大厚度 305m，一般厚度 80—200m，平均厚度为 129.59 米。

#### **10.3.1.5 石墨绢云片岩岩段 (Pt2Ln25):**

主要出露于 32 线以东局部夹薄云状石墨白云石大理岩透镜体，40 线附近厚度较大，两侧较小，最大厚度达 305 米，一般厚度 40～100 米，平均 61.89 米。该岩段矿化微弱，具有明显的千枚状结构含石墨偏低以区别于三岩段。

### **10.3.2 构造**

矿区呈北东—南西向带状展布。构造复杂，多次的构造变动致使狼山群地层迭加变形。

#### **10.3.2.1 褶皱构造:**

矿区共划分出褶曲大小有 82 个，它们大都成群分布于矿区中部及南部，多成群成带分布，有明显的层次性和规律性。以北东向为主，褶皱构造发育，使得矿体的形态变的较为复杂。

#### **10.3.2.2 断裂构造**

矿区共发现大小 75 条断裂，对个别矿体有一定的破坏影响外，对主矿体影响不大，断层类型以走向层间滑动断裂和逆断裂为主，对褶皱构造和矿体有一定的影响。

### **10.3.3 岩浆岩**

岩浆岩除 F5 以北见大面积印支期花岗岩外，矿区仅见一些中性为主的岩



脉。

#### **10.3.3.1 印支期花岗岩 (r15) :**

分布于矿区北部 F5 断层北侧, 岩体处见高岭土化, 绿泥石化, 硅化, 侵入时代为印支早期。

#### **10.3.3.2 变石英钠长斑岩 (re):**

为矿区主要岩脉。侵入—浅成。广泛分布于矿区中部二岩组二岩段以及二岩组三岩段的接触带, 高岭土化发育, 侵入时代为晋宁期。

#### **10.3.3.3 花岗斑岩脉 (r π):**

主要分布在狼山群第一岩组混合质孔球状二云片岩中, 多呈脉状顶层侵入, 侵入时代为华力西期。

综上所述, 矿区尚未发现与成矿时代一至的较大规模的岩浆岩, 所见的只是一些顺层或裂隙侵入的小岩脉。

### **10.3.4 变质岩及围岩蚀变**

#### **10.3.4.1 变质岩**

与成矿有关的变质岩主要有白云石大理岩、大理岩、石墨片岩、云母片岩、石英岩、变粒岩等, 此外还有角闪岩类。沉积作用、变质作用对矿床的影响是十分复杂的, 矿石现存面貌是最后一次区域变质的产物, 原始面貌如何, 仅能从变余的结构、构造等特征恢复再现。就矿石现存情况看, 沉积作用使矿床定型、定位、定组分, 区域变质过程的重结晶增大, 相转变, 变质分异等作用对矿床的形成亦起重要作用。

#### **10.3.4.2 围岩蚀变**

矿区围岩蚀变不发育, 仅有些“零星”的蚀变现象, 分不出蚀变带。主要蚀变作用有: 绢云母化、重结晶化、硅化、碳酸岩化、黑云母化等。蚀变作用不发育, 对成矿影响不大, 是矿体的一个特点。这可能与矿床赋存于大

陆架沉积发育部位有关。

## 10.4 工程地质

### 10.4.1 工程地质岩组

依据岩石岩性、成矿条件及构造作用划分为：a.花岗岩组；b.片岩岩组；c.石英岩组；d.白云石大理岩组；e.砂砾粘土岩岩组；f.冲洪积砂砾石松散岩组。

### 10.4.2 结构面特征

F1、F5 两条断裂属 I 级结构面，此级结构面对矿区稳定性起着区域性控制作用，但对矿床开采无直接影响；矿区内北东走向断层属 II 级结构面，坑道中遇到该组断层，部分地段出现冒顶、片帮现象，需要支护；矿区内正断层、平移断层及节理、裂隙属 III、IV 级结构面，规模小，对岩体破坏小，坑道开采均无需支护。

## 10.5 水文地质

矿区位于狼山山脉中断南缘，处于阴山山地水文区低中山丘陵基岩裂隙水亚区阴山西部岩浆岩变质岩裂隙水较贫地段。矿区最低侵蚀基准面标高为 1050 米。气候为典型的干旱大陆性气候，年平均降雨量 134.6 毫米，蒸发量 2070 毫米，每年降雨量多集中在 7-8 月分且多为阵雨出现。

矿区内唯一的含水岩系为狼山群二岩组二、三、四岩段的白云石大理岩，绢云石墨片岩构成的基岩裂隙含水岩系，也可能有地下岩溶水存在。主要分布在 F8 以北，呈 NE50° 方向带状展布。含水岩系上覆隔水层白垩系紫红色砂砾粘土岩及狼山群二岩组五岩段石墨绢云片岩和三岩组片岩、石英岩等，下伏隔水层为狼山二岩组一岩段石英岩、二岩石英片岩等。

本区构造破坏带以 F1、F5 为主，F1 断层下盘破碎带内，虽导水性良好，

但其与含矿岩系间有近 100 米的一岩组片岩为隔水层，因而不会对矿坑采掘构成威胁；F5 断层据临近断层钻孔简易抽水试验资料导水性微弱。区内未见有北西向贯通山区的倾向断裂，山前地下水不可能与基岩含水系沟通。受构造影响，裂隙发育，分布普遍，规模较大。地表以 MW-SE 组为主，深部裂隙发育主要受构造起伏的控制，裂隙发育带下限标高为 878 米。

矿坑充水主要影响因素是大气降雨通过裸露的排水层及地表裂隙的渗入；其次是沟谷地下水及北东、南西两个方向的区域地下水侧向补给，其迳流方向与补给方向一致；再者矿区钻孔封孔质量欠佳坑道遇见或接近钻孔时，会成为沟通各种水源的通道；另外民采坑道的积水老窿接近或位于矿层内，对坑道充水有直接影响。

本矿区属于水层以裂隙为主；顶、底板为隔水层；附近无大的地表水体；充水含水水层及结构破碎带富水性中等弱；地下水补给条件较差的水文地质条件中等的矿床。

## 10.6 矿床特征及矿石质量

矿体受向西仰起.向东撒开的不对称复式向斜的控制，赋存于狼山群二岩组二、三、四岩段中主要有 1、2、3、4、5、9、10、11 号九层矿体，平均总厚度达 100.22 米。硫、锌、铜品位分别为 21.08%、2.75%、0.86%。另外还有 128 个零星小矿体，矿体受地层控制随地层同步褶曲，呈紧密同斜.倒转斜歪，至开阔宽缓背，向斜层状.似层状.透镜状产出。以多层状叠置成群成带分枝复合为特征，矿体由各种有用元素相伴而生若干大小不等，变化各异的矿体组成。本次共圈定富锌矿体三个即富 ZnS②、富 ZnS⑩-1、富 ZnS⑩-3 矿体、铜锌矿体 1 个即 CuZn⑩-1 号矿体。各矿体的特征如下：

(1) 富 ZnS②号矿体：位于狼山群二岩组四岩段底部,富存在薄云状白

云石大理岩中,局部富存在薄层状大理岩与绢云石墨片岩互层带中,矿体形态简单,与周围地层发生同步褶曲而呈褶曲层状因而矿体倾向不定,以北西向为主,局部北东倾,走向 65 度左右,产状平缓倾角一般为 10-15 度,呈连续的单一层状似层状产出.分布于 8-32 线东,740-1010 标高间矿体规模中等,矿体平均厚度 13.82 米,厚度变化系数 74%,属较规则,矿体锌平均品位 6.76%,品位变化系数 54%,属均质.矿石自然类型以白云石大理岩型和黑云磁铁白云石大理岩为主,变碎屑岩型和石墨白云石大理岩型次之。

(2) 富 ZnS ⑩-1 号矿体: 位于狼山群二岩组三岩段中部,赋存于石墨白云石岩中,局部赋存于绢云石墨片岩中。主要分布于 8-14 线东 728-917 米标高间,呈层状,似层状,形态较简单,矿体规模教小,长 180 米,倾向延深 45-275 米,平均延伸 203 米,矿体平均厚度 17.19 米,单一工程厚度 4.00-10.50 米,最厚 46.77 米。矿石自然类型以石墨片岩型最多变碎屑岩型等很少。

(3) 富 ZnS ⑩-3 号: 矿体位于狼山群二岩组三岩段上部,赋存在绢云石墨片岩中单剖面多工程控制,分布于 14 线附近 810-970 米标高间,呈透镜状产出。矿体规模小,长 70 米。倾向最大延伸 290 米,矿体均厚 7.80 米,平均品位 Zn7.23%,铅 1.79%,矿石自然类型以石墨片岩型为主,铜 1.10%,Ts2.34%石墨白云石大理岩。

(4) CuZn ⑩-1 号矿体: 位于狼山群二岩组三岩段中部,赋存于石墨白云石大理岩中。单剖面单工程控制分布于 12 线附近 735-847 米标高间,呈透镜状产出。矿体规模较小,长 70 米,倾向延伸 275 米。矿体厚度巨大,真厚达 64 米,矿体平均品位锌 8.45%,铜 1.10%,Ts2.34%。

## 第十一章 矿区范围及储量和服年年限

### 11.1 矿区范围

依据地质资料，确定矿区范围的拐点坐标见表 11.1。

表 11.1 矿区拐点坐标

拐点编号	拐 点 坐 标	
	X	Y
1	22018.00	54800.00
2	21200.00	54159.00
3	21643.00	53200.00
4	22516.00	52656.00
5	22800.00	52889.00

根据 1、2、3、4、5 拐点，可以确定矿区的开采范围。

开采范围：8~40 线，面积 1.76Km<sup>2</sup>。

### 11.2 储量计算

#### 11.2.1 工业指标确定及依据

根据多金属矿地质勘探范围，并参照选矿工艺对矿石的实际要求，确定本矿床的几个工业指标如下：

- (1) 边界品位：Zn $\geq$ 0.5%
- (2) 工业品位：Zn $\geq$ 4.0%
- (3) 可采厚度： $\geq$  1.5m
- (4) 夹石剔除厚度 $\geq$ 2m

矿区矿石可选性较好，伴生有用组分 Ag、Co、Cd 也在各种主元素精矿

中明显富集。但由于选矿工艺的差别，铜硫矿石应分采分选。

### 11.2.2 储量的确定

#### 11.2.2.1 计算方法的选择

矿区主要矿体均为层状，矿化连续性较好，规模大，沿倾向呈波状起伏，倾角变化大；勘探线基本平行，并大致垂直矿体的总走向；钻探为主要控矿手段，且钻孔在勘探线上分布比较均匀等。选择垂直平行断面法进行储量计算。

#### 11.2.2.2.矿体的圈定

根据前述的工业指标要求进行矿体圈定。矿体向外推以勘探线间距的三分之一平推确定矿体长度。

根据现有的地质资料和以前开采的程度得出本矿的地质储量：

资源消耗储量：110 万吨；资源占有储量：917 万吨；

本次设计利用储量 1027 万吨。

#### 11.2.2.3 三级储量计算

为了保证矿山的正常生产，确保开拓超前采准，采准超前回采，在安排生产时，要确保开拓储量、采准储量、备采储量满足国家规定，应不小于以下计算结果，

(1) 开拓储量  $Q_k$ ：

$$Q_k = \frac{A \times T_k \times (1 - r)}{K}$$

式中：A——矿井的年生产能力，85 万 t/a；

$T_k$ ——开拓储量的保有期，3a；

r ——贫化率，8% ；

K——矿石回采率，80 %。

$$\text{则 } Q_k = \frac{5 \times 3 \times (1 - 0.08)}{0.8} = 293.3 \text{ 万吨。}$$

(2) 采准储量  $Q_z$ :

$$Q_z = \frac{A \times T_z \times (1 - r)}{K}$$

式中:  $T_z$ ——采准矿量的保有期限, 1 a。

$$\text{则 } Q_z = \frac{85 \times 1 \times (1 - 0.08)}{0.8} = 97.8 \text{ 万吨}$$

(3) 备采储量  $Q_b$ :

$$Q_b = \frac{A \times T_b \times (1 - r)}{K \times 12}$$

式中:  $T_b$ ——备采矿量的保有期限, 6 个月。

$$\text{则 } Q_b = \frac{A \times 6 \times (1 - 0.08)}{0.8 \times 12} = 48.9 \text{ 万 t}$$

### 11.3 矿井的年生产能力及其服务年限

#### 11.3.1 矿井的年生产能力:

本矿的设计年生产能力为 85 万吨/年。

#### 11.3.2 矿井回采率:

根据矿体的产状和采矿方法, 确定回采率取为  $K=80\%$ 。

#### 11.3.3 矿井服务年限计算:

$$T = \frac{Q \times K}{A \times (1 - R)}$$

式中:  $T$ ——矿井服务年限, 年;

$K$ ——矿石总回采率, %;

$R$ ——废石总混入率, %;

$Q$ ——设计利用储量, 1027 万吨。

A——矿井的年生产能力，万吨；

则  $T=10.5a$ 。



## 第十二章 矿床开拓

### 12.1 矿区划分及年产量

#### 12.1.1 矿区划分

##### 12.1.1.1 矿区划分的原则

一般应根据国民经济的需要,矿床的自然条件以及技术经济的合理性综合分析来确定。确定合适的矿区范围要考虑国家对矿山基本建设时间和年产量的要求;矿床的勘探程度;矿床的埋藏条件及矿区的地形条件;最好的经济效益。

##### 12.1.1.2 依据

根据东升庙的地形特征和矿床的勘探程度来划分矿区范围。

##### 12.1.1.3.划分结果

虑到本次设计东升庙矿床矿体范围在 8 号勘探线和 32 号勘探线之间。由目前的勘探程度,将其划分为一个矿区开采,不但可以节省基建投资,而且可以减少初期设备和人员的投入。

#### 12.1.2 矿区中阶段的开采顺序以及阶段中矿块的开采顺序

本矿井内各个矿体的开采的顺序均采用如下的开采方式:矿体间先回采远离主平硐的矿体,阶段间采用下行式开采,同阶段矿块间采用后退式开采。

### 12.2 阶段高度的确定以及阶段的划分

#### 12.2.1 阶段高度的确定

影响阶段高度确定的因素:

- (1) 本矿的几个矿体的厚度较大,倾角较小,矿岩稳固,矿石品位较高。
- (2) 本矿的设计生产能力大,要求的基建工程量大,因此阶段高度要大一些。

(3) 为了减少采场采准、切割工程量及阶段保有的开拓矿量，阶段高度益取大值。

(4) 考虑到大型无轨设备生产效率高，本矿决定采用铲斗为  $2\text{m}^3$  的出矿设备，这个因素将影响阶段高度的选取。

### 12.2.2 阶段的划分

本矿井各矿体的阶段划分依据矿体的实际情况，根据阶段高度的选取划分为 9 个阶段。各个阶段的标高见表 12.2。

表 12.2 各阶段标高表

序号	阶段标高	备注
1	1100	
2	1050	1 号盲斜井口位于本标高
3	1010	
4	955	
5	890	2 号盲斜井口位于本标高
6	825	
7	765	2 号风井底位于本标高
8	705	1 号风井底位于本标高
9	645	

## 12.3 开拓运输方案的选择

### 12.3.1 矿床开拓方案选择的基本要求：

(1) 确保安全生产、创造良好的劳动卫生条件，建立完善的通风、提升、运输、排水等矿山服务系统；

(2) 技术可靠，满足矿山生产能力的要求，以保证矿山企业的均衡生产

并能顾及到矿山发展远景；

- (3) 基建工程量少，投资省，经济效益好；
- (4) 不留和少留保安矿柱，以减少矿石损失；
- (5) 地表总平面布置应不占或少占农田。

### **12.3.2 影响开拓方案井巷类型选择的主要因素：**

- (1) 矿体位于低山内部，在境界东南部地势平坦，可布置工业广场；
- (2) 矿体倾角为  $10^{\circ} \sim 15^{\circ}$ ，可采用斜井开拓；
- (3) 矿体厚度大、埋藏较深，根据矿岩性质确定上盘围岩移动角  $55^{\circ}$ ，下盘围岩移动角  $65^{\circ}$ ，端帮围岩移动角  $70^{\circ}$ ；
- (4) 为了最大限度的利用地下资源，本次设计开采圈定的全部，预计开采深度为 500 米；
- (5) 矿床规模较大，因此需要选用生产能力大的开拓系统；
- (6) 根据矿岩稳固，采用竖井，斜井，斜坡道均可。

### **12.3.3 方案初选**

根据矿床开拓方案选择的基本要求，考虑影响本矿山开拓方案选择的主要因素，结合本矿山的实际情况，决定采用下盘集中开拓，初步选取如下的几个开拓方案：

- (1) 竖井—盲竖井开拓；
- (2) 平硐—盲斜井开拓
- (3) 斜井开拓

各方案示意图见图 12.1、图 12.2、图 12.3。

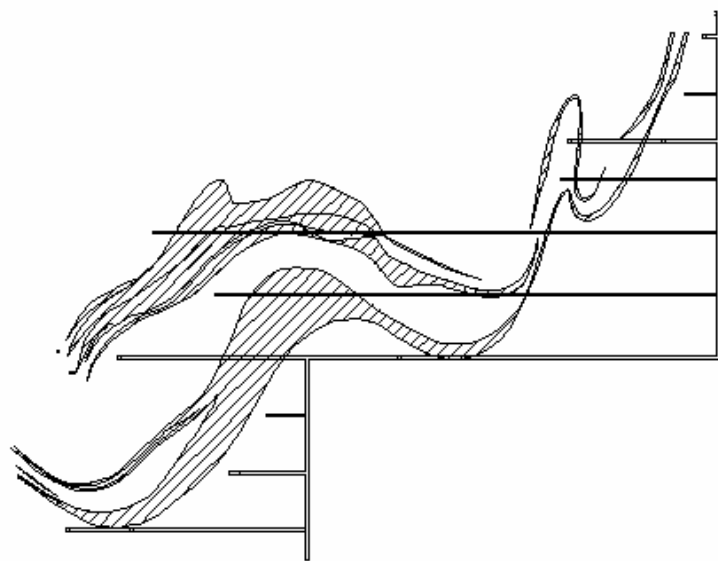


图 12.1 竖井—盲竖井开拓

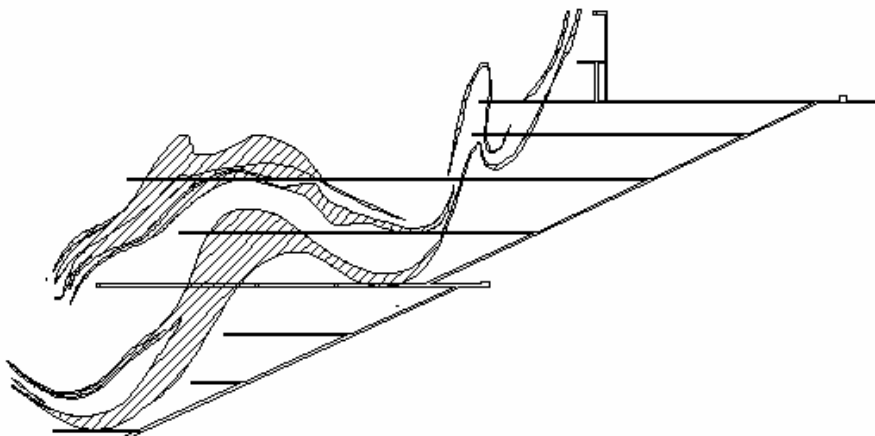


图 12.2 平硐—盲斜井开拓

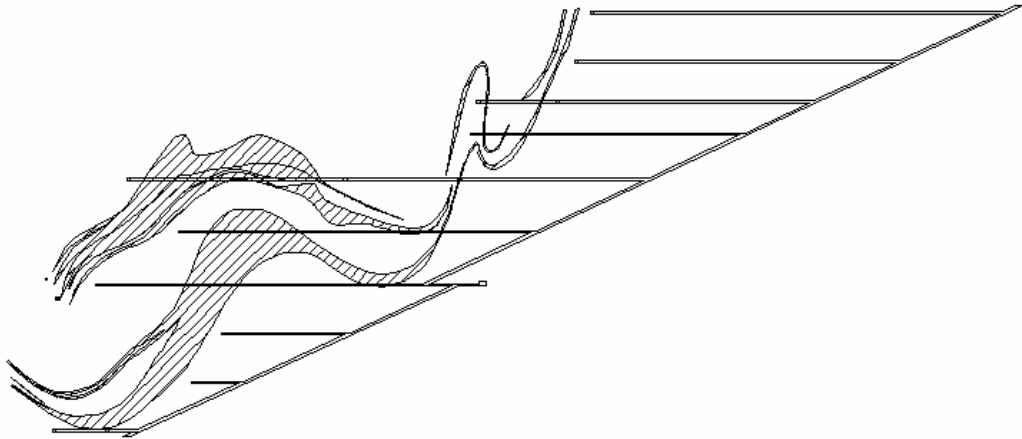


图 12.3 斜井—盲斜井开拓

### 12.3.4 各方案的技术经济比较

#### 12.3.4.1 技术比较

以上三个方案中，方案一为竖井—盲竖井开拓系统，这种开拓方式生产能力大，易于维护，由于矿体倾角较小，虽然采用了两套设备接力提升，但随着开采深度的增加，石门长度也要增加，后期矿石运输费用高。方案二为平硐—盲斜井开拓，平硐口布置在地势平坦的地方，石门长度较方案一减少很多，但斜井长度大，影响矿山的生产能力。方案三为斜井—盲斜井开拓，与方案二相比，没有平硐，可减少一部分运输费用，但斜井长度较大，斜井口地势较高，不利于在井口附近布置工业场地。综上所述，三种开拓方案都有各自的优点，在技术上都能满足矿山需要，因此需进行经济比较，从左选择最优方案。

#### 12.3.4.2 经济比较

由于各开拓方案中的阶段运输巷道、回风井规格和尺寸都一样，不考虑通风费用的对各方案的主要运输巷道进行经济比较，各开拓方式主要巷道长度见表 12.1。

表 12.1 各开拓方案主要巷道长度表

开拓方案	竖井	平硐	斜井	石门
竖井—盲竖井开拓	570	0	0	2474
平硐—盲斜井开拓	0	730	971	2576
斜井—盲斜井开拓	0	0	1252	3471

根据各开拓方案主要巷道的长度作经济比较。各种巷道的掘进和支护费用指标为：

竖井：9800 元/米，斜井：1430 元/米，平硐、石门：850 元/米。

查《采矿设计手册》第四卷，方案一需要两个竖井提升机，总费用为 380 万元，方案二需要两个斜井提升机，总费用为 360 万元，方案三需用 2 个斜井提升机，总费用为 360 万元。

(1) 方案一：总费用为 14488900 元。

(2) 方案二：总费用为 7798630 元

(3) 方案三：总费用为 8340710 元

根据以上的经济比较知，方案一的经济费用较高，方案二和方案三的费用相差不多 两方案的费用差值为： $(8340710-7798630)/8340710=9.1\%$ ，考虑若采用方案三，工业广场的布置较困难，因此本矿山采用平硐——盲斜井开拓方式进行矿床的开拓。

## 12.4 井筒断面设计

### 12.4.1 主平硐断面设计

#### 12.4.1.1 选择巷道断面形状和支护类型

在主平硐用于运输矿岩的电机车为 3 台，运输布线方式采用双线布置。

主平峒服务年限较长，所穿过的岩层变化大，预计巷道承受较大的地压，故选拱高  $f_0=B_0/3$  的三心拱形，支护材料选用浇注混凝土。

#### 12.4.1.2 确定巷道断面面积

(1) 巷道净宽度  $B_0$

$$B_0=b_1+F+b+b_2$$

式中  $b_1$ ——安全距离，300mm；

$m$ ——运输设备间距，300mm；

$F$ ——轨道中心线间距， $F=b+m=1200+300=1500\text{mm}$ ；

$b$ ——设备宽度，1200mm；

$b_2$ ——人行道宽，900mm；

$$B_0=300+1500+1200+900=3900\text{mm}$$

(2) 道床参数

根据该巷道的运输量及采用的运输设备，选用 24kg/m 钢轨，钢筋混凝土轨枕。查表知底板水平与轨面水平的间距  $h_6=400\text{mm}$ ，底板至道渣面的高度  $h_5=250\text{mm}$ ，则道渣面与轨面的高度  $h_4=150\text{mm}$ 。

(3) 净高  $H_0$  的计算

<1>拱高  $f_0$  及其他参数

$$f_0=B_0/3=3900/3=1300\text{mm}$$

$$\text{大圆弧半径 } R=0.692B_0=0.692\times 3900=2699\text{mm}$$

$$\text{小圆弧半径 } r=0.261B_0=0.261\times 3900=1018\text{mm}$$

<2>巷道墙高  $h_3$  按下列三种情况计算

①按电机车架线要求计算

设架线导电弓子之半  $K=400\text{mm}$ ，轨面至架线的高度  $H_1=2200\text{mm}$ 。非人行道一侧，轨道中心线至墙的距离  $a=b/2+b_1=925\text{mm}$ ，轨道中心线与巷道中心

线的间距  $Z=B_0/2-b_1-b/2=2350/2-300-1250/2=250\text{mm}$ ,  $\cos \alpha =\cos 56^{\circ} 18' 36'' =0.554$ 。

由于  $\frac{r-a+k}{r-250}=\frac{1018-925+400}{1018-250}=0.642>\cos \alpha$ , 故架线弓子是在小圆弧

断面内, 应按下式计算  $h_3$ :

$$\begin{aligned} h_3 &= H_1 + h_6 - \sqrt{(r-250)^2 - (r-a+K)^2} \\ &= 2200 + 400 - \sqrt{(1018-250)^2 - (1018-925+400)^2} \\ &= 2011\text{mm} \end{aligned}$$

②按管道架设要求计算

弓子中心线距巷道中线线的距离  $Z_2=B_0/2-b_1-b/2=3900/2-300-1250/2=525\text{mm}$ 。

管道所占高度为管道直径与托管横梁高度之和, 即:  $n=D_1+100+D_2=100+100+50=250\text{mm}$ 。

三心拱巷道墙高按下式计算:

$$\begin{aligned} h_3 &= 1800 + h_5 + n - \sqrt{r^2 - \left[ r - \left( \frac{B_0}{2} - Z_2 - K - 300 - D_1 \right) \right]^2} \\ &= 1800 + 250 + 250 - \sqrt{1018^2 - \left[ 1018 - \left( \frac{3900}{2} + 525 - 400 - 300 - 100 \right) \right]^2} \\ &= 1361\text{mm} \end{aligned}$$

③按行人要求计算

三心拱巷道墙高按下式计算:

$$\begin{aligned} h_3 &= 1800 + h_5 - \sqrt{r^2 - (r-100)^2} \\ &= 1800 + 250 - \sqrt{1018^2 - (1018-100)^2} \\ &= 1610\text{mm} \end{aligned}$$



按以上三种要求计算后取其中的最大值 2011mm, 按 10mm 的倍数向上选取, 则墙高  $h_3=2020\text{mm}$ 。

<3>巷道净高度  $H_0$

$$H_0=f_0+h_3-h_5=1300+2020-250=3070\text{mm}$$

(4) 风速验算

风量  $Q=86.6\text{m}^3/\text{s}$ , 从道渣面算起的墙高  $h_2=h_3-h_5=2020-250=1770\text{mm}$ , 则净断面积:  $S_0=B_0 \times (h_2+0.263 \times B_0)=3900 \times (1770+0.263 \times 3900)=10.90\text{m}^2$ , 因为  $V_{允}=6\text{m/s}$ ,  $V=Q/S_0=86.6/10.9=7.95<8.0\text{m/s}$ 。

(5) 选择支架参数

查表知, 混凝土支护厚度  $T=d_0=250\text{mm}$

(6) 水沟参数

水沟坡度与巷道坡度相同, 取 3‰, 选用 III 型水沟水沟的断面参数为: 上宽 350mm, 下宽 310mm, 深度 300mm, 净断面积  $0.1\text{m}^2$ , 掘进断面面积  $0.2\text{m}^2$ , 每米水沟混凝土用量为  $0.13\text{m}^3$ 。

(7) 巷道断面尺寸

从轨面算起电机车高度  $h=1500\text{mm}$ ,

从轨面算起墙高  $h_1=h_3-h_6=2020-400=1620\text{mm}$

从道渣面算起的墙高  $h_2=h_3-h_5=2020-250=1770\text{mm}$

巷道净高度  $H_0=f_0+h_3-h_5=1300+2020-250=3070\text{mm}$

巷道掘进高度  $H=f_0+h_3+d_0=1300+2020+250=3570\text{mm}$

巷道掘进宽度  $B=B_0+2 \times T=3900+2 \times 250=4400\text{mm}$

净断面积:  $S_0=B_0 \times (h_2+0.263 \times B_0)=3900 \times (1770+0.263 \times 3900)=10.90\text{m}^2$ ,

巷道拱圈断面积  $S_{拱}=1.33 \times (B_0+T) \times d_0=1.33 \times (3.9+0.25) \times 0.25$

$$=1.38 \text{ m}^2$$

$$\text{巷道墙断面积 } S_{\text{墙}} = 2 \times h_3 \times T = 2 \times 2.52 \times 0.25 = 1.26 \text{ m}^2$$

$$\text{巷道基础断面积 } S_{\text{基}} = (0.25 + 0.5) \times T = (0.25 + 0.5) \times 0.25 = 0.19 \text{ m}^2$$

$$\text{巷道道渣断面积 } S_{\text{渣}} = h_5 \times B_0 = 0.25 \times 3.9 = 0.98 \text{ m}^2$$

$$\text{水沟掘进断面积 } S_{\text{沟}} = 0.2 \text{ m}^2$$

$$\begin{aligned} \text{总掘进面积 } S_{\text{掘}} &= S_0 + S_{\text{拱}} + S_{\text{墙}} + S_{\text{基}} + S_{\text{渣}} + S_{\text{沟}} = \\ &10.90 + 1.38 + 1.26 + 0.19 + 0.98 + 0.2 = 14.91 \text{ m}^2 \end{aligned}$$

$$\text{巷道净长度 } P_{\text{净}} = 2 \times h_2 + 2.33 \times B_0 = 2 \times 1.77 + 2.33 \times 3.9 = 12.63 \text{ m}$$

### 12.4.1.3 管缆布置

压风管和供水管布置在人行道一侧上方，采用管子托架架设。托架上部敷设压风管，托架下部悬挂供水管。一动力电缆设于非人行道一侧，三条通讯、照明电缆设于人行道一侧。电缆采用挂钩悬挂在支护侧墙上。

#### 12.4.1.4 掘进工程量及材料消耗量

$$\text{每米巷道掘进工程量 } V = S_{\text{掘}} \times 1 = 14.91 \text{ m}^3$$

$$\text{每米巷道砌拱混凝土量 } V_1 = S_{\text{拱}} \times 1 = 1.38 \text{ m}^3$$

$$\text{每米巷道砌墙混凝土量 } V_2 = S_{\text{墙}} \times 1 = 1.26 \text{ m}^3$$

$$\text{每米巷道基础混凝土量 } V_3 = S_{\text{基}} \times 1 = 0.19 \text{ m}^3$$

$$\text{每米巷道水沟混凝土量 } V_4 = 0.2 \text{ m}^3$$

$$\text{每米巷道共需混凝土量 } V_e = V_1 + V_2 + V_3 + V_4 = 3.03 \text{ m}^3$$

$$\begin{aligned} \text{每米巷道粉刷面积 } S_{\text{粉}} &= (1.33 \times B_0 + 2 \times h_2) \times 1 = (1.33 \times 3.9 + 2 \times 1.77) \\ &\times 1 = 8.73 \text{ m}^2 \end{aligned}$$

#### 12.4.1.5 巷道断面施工图及材料消耗量表

根据以上计算结果，按 1:20 比例绘制巷道断面施工图，并列工程量及支护材料消耗量表。

## 12.4.2 提升斜井断面设计

### 12.4.2.1 井筒断面形状的选择

由于该井筒担负着全矿的主要提升任务，服务年限较长，同时考虑该矿井的围岩稳固性，决定采用圆弧拱形断面，侧壁和顶板采用喷锚支护。

### 12.4.2.2 井筒断面要求

矿车组斜井的断面主要根据人行道、水沟、管线等的相对位置进行布置。

#### (1) 人行道宽度

为了行人的安全和方便，斜井中除矿车提升矿石外，还设置人车运送人员。人行道宽度查《井巷工程》表 3-1 知，宽度为 850mm。

#### (2) 水沟宽度

由于斜井水沟速度大、服务年限长，故水沟采用混凝土砌筑并加盖板，水沟的坡度与斜井坡度相同，为  $25^\circ$ 。水沟沟帮坡度取 1: 0.1。其具体断面见下图 12.4，单位：mm。

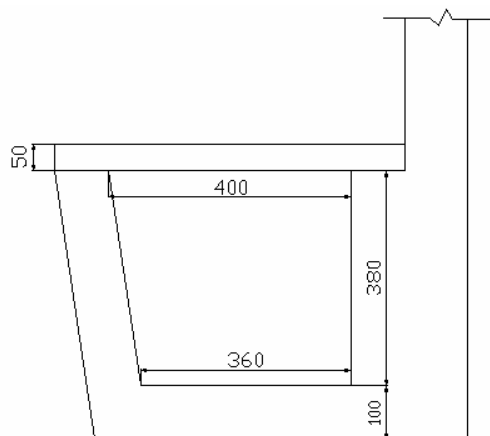


图 12.4 斜井水沟断面图

#### (3) 轨道铺设

由于本斜井作为主要提升井，提升能力大服务年限长，因此选用整体道床，为了防止轨道下滑现象发生，影响生产，采用固定钢轨法避免此类事故的发生。

#### (4) 管缆铺设

为了便于维修，管缆铺设在人行道一侧，电缆方在管道上方，电缆的架设采用挂钩法。

#### (5) 躲避洞

由于生产中要利用提升间隙进行设备检修，为确保检修人员安全，井筒内设置躲避洞供人员避车，躲避洞布置在人行道一侧，其尺寸为宽 1m，高 1.8m，深 1.2m，间距 50m。

#### 12.4.2.3 斜井尺寸确定

由于斜井的运输设备和主平硐一样，因此除水沟外，其他具体尺寸与主平硐一样。

#### 12.4.3 阶段运输巷道断面的确定

由于矿山的年运输能力比较大，选用的采矿方法的生产能力大，同时回采的矿块数为 3~4 个，要求阶段运输巷的通过能力较大，因此阶段运输巷道内的线路布置方式和主平硐一样。阶段运输巷道内采用喷射混凝土支护，阶段断面形状与主平硐一样。

#### 12.4.4 穿脉的断面确定

由于矿体的平均厚度比较大，为了提高矿石的回采率，避免在矿体内溜矿柱，因此沿阶段运输巷道，每 50 米布置一个穿脉巷道，这种布置的优点是阶段运输能力大，穿脉巷道装矿安全、方便、可靠。还可起探矿作用。综合考虑以上两种需要，为了确保设备能正常运行，将巷道断面布置为矩形，宽 3.0 米，高 3.0 米。

#### 12.4.5 井底车场的选择

选择井底车场的原则：井底车场的通过能力应大于矿井的生产能力，并有 30%以上的富余量；调车简单、安全、方便，弯道及交叉点少；操作安全，

符合规程、规范要求；井巷工程量小，建设投资少、速度快、时间短，便于维护，生产成本低；施工方便，有利于各井筒之间、井底车场巷道与主要巷道之间迅速贯通，从而缩短建井时间。

影响井底车场选择的因素：本矿山采用平硐—斜井的开拓方式，车场布置在斜井与主平硐联接处以及斜井与石门联接处，在主平硐、斜井、阶段运输巷内都采用双线运输矿车为  $2.0\text{m}^3$  固定式矿车，斜井内采用串车提升；矿井生产能力为 85 万吨，要求车场通过能力大；能满足正常生产的要求；本矿山只有一套提升系统，除提升矿石外还要提升设备和人员；风井布置在矿体两翼，斜井离矿体较远；由于选矿厂具备多级分选的能力，可同时浮选多装金属，因此矿石不需要分采。

依据以上选择井底车场的原则和影响井底车场选择的因素，可确定井底车场为折返式平车场。

#### 12.4.6 主要开拓巷道坐标位置

(1) 平硐口  $X=22691.44$ ,  $Y=52855.40$ ,  $H=1047.00$

(2) 1 号风井口  $X=21697.54$ ,  $Y=53340.82$ ,  $H=1175.00$

(3) 2 号风井口  $X=22157.14$ ,  $Y=53396.12$ ,  $H=1190.00$

#### 12.4.7 矿山生产系统概述

开拓系统采用平硐—盲斜井开拓，斜井倾角  $25^\circ$ ，斜井内采用接力提升，1 号盲斜井长 371 米，2 号盲斜井 580 米，在 1050 水平掘进人行设备井，开采 1050 水平以上矿体。

矿井的主平硐和阶段运输巷内采用电机车牵引固定式矿车，斜井内采用提升机提升矿车。

矿块采用无底柱分段崩落法回采，矿块长 60 米，宽度为矿体水平厚度，高度为阶段高度，每个矿块内分 6 个分段，分段高度 10 米。，每个分段内设

6 个回采进路，进路间距 10 米。在回采进路内向凿上向垂直扇形孔，采用装铲运机出矿。采用强制崩落上盘围岩处理采空区。

矿井采用中央对角式通风系统，主平硐为进风井，1、2 号风井为回风井。掘进巷道和回采工作面都采用抽出式通风。

矿井采用接力式排水系统。

## 第十三章 采矿方法设计

### 13.1 采矿方法的选择

本次设计回采东升庙硫锌矿的 4 个主矿体，矿体规模大，厚度大，矿体中有夹石，矿岩较稳固，矿体地表为低山，允许陷落。根据以上矿体的开采技术条件初选了 3 种开采方法：沿走向布置的浅孔留矿法，水平深孔落矿的阶段矿房采矿法和无底柱分段崩落采矿法。

浅孔留矿采矿法具有采场结构和回采工艺简单，采准切割工程小，可利用矿石自重放矿，管理方便生产技术易于掌握的优点。但是由于矿体较厚采用垂直走向布置的浅孔留矿法开采时，要留设大量的矿柱，这样导致矿量损失大，矿石回采率较低，经济效益差，工人在较大的暴露空间下作业，安全性差，平场撬松石工作繁重。故此采矿方法只适用于 1010 水平以上的矿体回采。

采用水平深孔的阶段矿房法时，虽然此采矿法具有强度大，劳动生产率高，采矿成本低，坑木消耗少，回采作业安全等优点。但是此采矿法矿柱矿量比重较大，达 35%–60%；回采矿柱的损失贫化大，用大爆破回采矿柱的损失达 40%–60%；且水平深孔落矿方案对底部结构具有一定的破坏性，同时无法对废石进行分采也加重了矿石的贫化，爆破产出的大块率较高达到 20%以上，二次破碎量太大，同时二次破碎时产生的炮烟和粉尘加剧了井下通风环境的恶化，另外矿体倾角较小，放矿困难。故不采用此采矿法。

采用无底柱分段崩落采矿法，由于回采巷道为独头作业，无法形成贯通风流造成回采巷道通风困难。由于每次崩矿量小，放矿时矿岩接触面积大造成矿石损失贫化大。但此矿块的品位不高，矿体与围岩的边界是渐变的。但该方法也有明显的优点，采矿安全性好，各项回采作业都在巷道中进行，

二次破碎比较安全；矿块结构与回采工艺简单，容易标准化，易于使用高效率的大型无轨设备；机械化程度高，可剔除夹石或分级出矿。故采用无底柱分段崩落采矿法开采是合适的。

## **13.2 采矿方法设计**

### **13.2.1 矿块布置及结构参数**

矿块沿走向布置，矿块沿走向长度为 60 米，矿块宽度等于矿体厚度，平均水平厚度一般为 20.6m，矿块高度等于阶段高度为 60 米，分段高度取为 10 米，回采进路间距为 10 米。

### **13.2.2 采准切割布置**

#### **13.2.2.1 阶段运输巷的布置**

阶段运输巷布置在脉外下盘围岩中，各个分段运输平巷也布置在脉外下盘围岩中。

#### **13.2.2.2 溜井布置**

每个矿块布置一个溜井，溜井断面为正方形，规格为 2m×2m。间距为 60 米。

#### **13.2.2.3 设备井布置**

各分段之间的联络道采用设备井解决分段之间上下设备、材料、人员及通风等问题。在设备井同一中心，安装两套提升设备，运送人员及不大材料时用电梯轿厢，运送设备用慢动绞车。设备井布置在本阶段的崩落界限以外的下盘围岩中，提升房建在地面上。

#### **13.2.2.4 回采巷道布置**

上下分段的回采巷道应严格交错布置，进路走向与矿块走向垂直。回采进路断面为矩形，回采巷道的宽度为 3 米，高度为 3 米。回采巷道的坡度为 3



‰，以便排水和重载矿车下坡。

### 13.2.3 切割工作

在回采前要求回采进路末端形成切割槽，作为崩矿的自由面及补偿空间。切割槽形成采用切割天井拉槽法。在回采进路端部掘进切割天井（1.5m x 2.5m），在切割天井两侧各打 3 排扇形炮孔，以切割天井为自由面进行微差爆破，一次成槽。

### 13.2.4 回采工作

#### 13.2.4.1 炮孔参数确定。

炮孔扇面倾角采用垂直布置方式。扇形炮孔边孔角采用 50°。崩矿步距为 2 排炮孔，为 3.0m，每排 9 个炮孔。孔径为 60mm，最小抵抗线  $\omega$  为 1.5m，孔底距为 1.85m。炮孔总长度 72.5m，其中装药长度 54.5m，扇形炮孔布置图见图 13.1，各炮孔长度、装药长度及填塞长度见表 13.1。

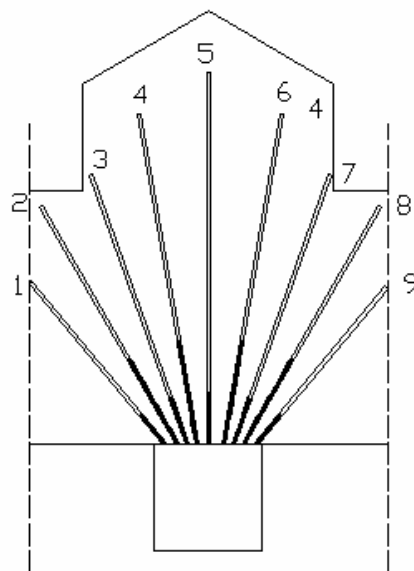


图 13.1 扇形炮孔布置图

表 13.1 扇形炮孔长度表

炮孔 序号	1	2	3	4	5	6	7	8	9
装药 长度	4.8	5.0	6.6	6.4	8.9	6.4	6.6	5.0	4.8
填塞 长度	1.0	2.6	1.3	2.9	1.4	2.9	1.6	2.8	1.5
炮孔 长度	5.8	7.6	7.8	9.3	10.3	9.3	7.8	7.6	5.8

#### 13.2.4.2. 凿岩设备

凿岩设备为 CZZ-700 凿岩台车，台车配有 YG—80 重型凿岩机平均效率为 2.5 万米/台年。

#### 13.2.4.3. 爆破工作

无底柱分段崩落法的爆破采用挤压爆破。为了避免扇形炮孔的孔口装药过于集中，装药时，除边孔及中心孔装药较满外，其余各孔的长度见图 4.1。为提高炮孔的装药密度，提高爆破效果，使用 FZY-10 型装药器装药，装药密度为  $0.9\text{g}/\text{cm}^3$ ，每米崩矿量为 12 吨。

#### 13.2.4.4. 出矿

出矿采用 ZLD40 型柴油铲运机。台年效率为 15 万 t。按矿山的年生产能力，需要 6 台出矿设备。同一分段水平内，装矿顺序是逆风流方向进行，即先装风流下方向的回采巷道，这样可以减少二次破碎的炮烟对出矿工作的影响。出矿时，用铲斗从右向左循环装矿，不仅可以保证矿流均匀，矿流面积大，而且操作者易于观察矿堆情况。

#### 13.2.4.5 通风工作。

回采工作面为独头巷道，无法形成贯通风流，工作地点多，巷道纵横交错，风量调节困难，因此考虑上述因素，设计使矿块有独立的新鲜风流，要

求每个回采进路的最小风速在有设备工作是不低于 0.3m/s, 其它情况下不低于 0.25m/s. 回采巷道中采用局扇抽出式通风, 将新鲜风流引入工作面, 并将污风排出。

### **13.2.5 回采顺序**

回采由上向下分段顺序进行, 上分段的回采必须超前于下分段。超前距离保证下分段回采出矿时, 矿岩的移动范围不影响上分段的回采工作。同时也要求覆岩压实后再回采下分段, 同一分段有一翼向另一翼回采。由上盘向下盘按步距退采。同时作业的分段数为 4 个, 其中回采分段 2 个, 凿岩分段 1 个, 采准分段 1 个。

### **13.2.6 地压管理**

采用强制崩落上盘围岩的方法充填采空区, 以控制和管理地压。采用边回采边放顶的方法形成覆盖岩层, 在第一分段上部掘进放顶凿岩巷道, 钻凿扇形深孔, 并同回采一样形成切割槽, 以矿块作为放顶单元, 边回采边放顶, 逐步形成覆盖岩层。

### **13.2.7 回采循环作业表和劳动组织表**

为了合理布置采掘工作, 特制定回采循环作业表见表 4.2。其中装药长度 218 米, 填塞长度 72 米, 装药时间 2 小时, 联线及爆破时间 1 小时, 通风 30 分钟, 出矿时间为 61 小时, 采出矿石 2300 吨。各个工序的人员安排见表 13.3。

表 13.2 回采循环作业表

时间 工序	第一天								第二天								第三天									
	1	2	3	4	.....	23	24	1	2	3	.....	22	23	24	1	.....	11	12	13	14	15	16	17	18		
装药																										
爆破																										
通风																										
出矿																										
装药																										
爆破																										
出矿																										

本矿山采用连续工作制度，年工作日 330 天，日工作三班，每班 8 小时，每个工人 24 小时内只准工作一班，每周休息两天。每个采场的人员安排见表 13.3。

表 13.3 劳动组织表

工序	人数	备注
凿岩	9	只在本采场工作
装药及爆破	13	在多个采场工作
出矿	9	只在本采场工作
总计	31	

### 13.2.8 机电设备表及技术经济指标表

表 13.4 机电设备表

设备名称	数量
CZZ-700 凿岩台车	1
局部扇风机	1
FZY-10 型装药器	1
ZLD40 型柴油铲运机	2

表 13.5 技术经济指标表

采场长度	采场宽度	采场高度	矿体倾角
50m	20.6m	60m	42°
循环进尺	单位炸药消耗量	炮孔利用率	工作面昼夜循环次数
3.0m	0.94kg/m <sup>3</sup>	75%	0.372
月循环次数	矿块日产量	矿块月产量	工作面回采率
11.163	859 吨	23611 吨	95%

## 第十四章 矿井建设工期及开采计划

为了保证矿山正常持续生产，在基建和生产期间，必须协调采掘关系，合理安排机械设备、动力、人力、以及提升、运输、通风、排水、供水等各个生产环节，达到降低成本、降低生产材料消耗、提高企业经济效益的目的，因此矿山企业要编制基建和采掘进度计划。

### 14.1 基建进度计划的编制

编制基建进度计划是为了合理地确定矿山基建工程量，确定各项工程地施工顺序，开始和结束时间，确定投产和达产时间，以及各个时期所需地人员、设备、材料的数量等。

东升庙多金属硫锌矿生产能力较大，为了减少基建时间，在基建初期安排 3 各掘进队，后期安排 4 各掘进队。先掘进主平硐和风井，然后按照巷道地位置安排计划，当每个阶段形成通风系统后开始采准切割工程。

参考其他矿山基建经验，选取主平硐地掘进效率为 75m/月，风井掘进效率为 45m/月，车场、石门、阶段运输巷道穿脉巷道、掘进效率为 80 m/月，回风石门 90 m/月，采用吊罐法掘进天井时，效率为 100 m/月。

编制基建进度计划时要确保矿山满足“三量”要求，基建进度计划表见本章末。

### 14.2 采掘进度计划

#### 14.2.1 编制采掘进度计划地原则

- (1) 在技术可行、经济合理地前提下，尽早达到设计产量。
- (2) 根据矿山地开采技术条件，坚持贫富兼采、厚薄矿体兼采、大小矿

体兼采地原则，合理安排矿体之间、矿块之间地开采顺序。

(3) 在遵守合理开采顺序地前提下，对各个矿体或矿块地矿石产量进行必要地调整，使矿山各种逐年地产量和品位在较长地时间内保持稳定。

(4) 矿山采掘进度计划必须与基建进度计划相适应，使基建与生产很好地衔接，使开拓、生产探矿、采准、回采有合理的时空超前关系，保有地三级矿量能满足矿山持续、均衡地进行生产，否则应对基建工程量和基建进度计划进行必要的调整。

(5) 尽量使每年所需的采掘设备、人员和材料消耗保持平衡或基本平衡。

(6) 保持矿山通风条件良好与运输畅通，安全、卫生、防火设施完善等。

#### **14.2.2 采掘进度计划表**

见表本章末。

## 第十五章 矿井通风

### 15.1 概述

#### 15.1.1 通风系统选择原则

(1) 矿井通风网路结构合理, 严格遵循安全可靠, 通风基建费用和经营费用之总和最低以及便于管理的原则;

(2) 内外部漏风少;

(3) 通风构筑物和风流调节设施及辅扇要少;

(4) 充分利用一切可用的通风井巷, 使专用通风井巷工程量小;

(5) 通风动力消耗少, 通风费用低。

#### 15.1.2 通风系统的几项具体规定

(1) 每个矿井和阶段水平之间都必须有两个安全出口;

(2) 进风井与工作面的进风流的粉尘浓度不得大于  $0.5\text{mg}/\text{m}^3$ ;

(3) 主要回风井巷不得作人行道, 井口进风不得受矿尘和有毒有害气体污染, 井口排风不得造成公害;

(4) 矿井有效风量率应在 60%以上。

总之, 进行通风系统选择时, 在满足技术可行、保证安全可靠的前提下力求经济合理。另外, 随着矿井生产的发展, 若矿体赋存条件和开拓方法、采矿方法等发生变化时, 应对通风系统进行调整。

### 15.2 矿井通风方式与通风系统的选择

#### 15.2.1 矿井通风方式

本矿井本次设计开采的四个矿体从纵投影图上看, 有三个较为集中, 且走向长度较小, 富 Zns②号矿体走向长度较大。四个矿体分布情况为: 在 8 至



20 线之间四个矿体较为集中，富 Zns②号矿体在 18 至 32 线赋存量也很大。  
矿井通风方式选用中央对角式通风。具体形式详见通风系统图。

### 15.2.2 矿井总风量计算及风量分配

本矿井矿体的矿块回采方法采用无底柱分段崩落法，回采工作面为回采进路，属巷道型采场。为达到生产能力的要求，需要及时地进行矿块回采与准备工作，需要进行以下计算：

#### 15.2.2.1 矿块回采时间

由于采用无底柱崩落法进行开采，每个回采进路即是一个工作面。本矿的日生产能力为 2576 吨，由于出矿设备的限制，为满足生产能力要求，需设置三个回采矿块，每个矿块设置两个回采分段，采用 DZL40 型铲运机出矿，铲斗容积为  $2\text{m}^3$ 。每台铲运机服务于每个分段的一个回采进路，每个矿块有两个分段出矿，每个矿块共需两台铲运机。

由以上分析可知，每块矿块的日生产能力为  $2576/3=919$  吨，同时一个矿块的矿量为  $60\times 60\times 20.6\times 3.9\times 80\%=231376$  吨（以设计矿块为准，未除去采准部分）由此每个矿块回采时间为： $192816/(919\times 30)=8.4$  月

#### 15.2.2.2 矿块准备时间

矿块准备工作包括掘进设备井、通风行人天井、分段巷道、联络道以及溜井。各掘进井巷的掘进速度按  $90\text{m}/\text{台月}$  计算，准备一个矿块需掘进，一个通风行人天井、一个放矿溜井，每六个矿块设一个设备井，5 个分段巷道，每个分段设置 6 个回采进路和各种联络道  $344\text{m}$ ，另外还有切割巷道  $360$ ，切割槽  $360\text{m}$ 。总掘进量为： $60\times 2+5\times 60+5\times 6\times 20.6+344+360+360+10=2112$  m 掘进设备选三台，所以矿块准备时间为： $2112/(90\times 3)=7.82$  月，

通过以上计算得知，为正常进行开采工作，需要有三个矿块同时开采，三个矿块同时准备。

### 15.2.2.3 总风量计算

矿井的总风量包括回采工作面风量，备用工作面风量，掘进工作面风量，以及硐室风量。对以上各风量计算如下：

(1) 回采工作面风量：

〈1〉按排尘风量确定

查表得  $q=3.0\text{m}^3/\text{s}$ 。

〈2〉按排尘风速确定

$$q=s \times v$$

式中：s——工人和产尘设备所在位置过风断面， $9\text{m}^2$ ；

v——作业面排尘风速  $0.3\text{m}/\text{s}$ ；

则  $q=9 \times 0.3=2.7\text{m}^3/\text{s}$ 。

〈3〉按排除炮烟计算

$$q=\frac{N \times L \times S}{t}$$

式中：L——采场长度  $20.6\text{m}$

S——采场过风断面积  $9\text{m}^2$ ；

t——爆破后排烟通风时间， $1800\text{s}$ ；

N——风流交换倍数，12；

经计算， $q=1.2\text{m}^3/\text{s}$ 。

根据以上结果，取三者最大值  $3.0\text{m}^3/\text{s}$  计算风量。每个矿块中有三个凿岩进路，回采总需风量为： $Q_{\text{回采}}=3.0 \times 3 \times 3=27\text{m}^3/\text{s}$

(2) 备采工作面风量：备采工作面风量为回采工作面风量的一半。每个矿块有两个备采工作面，回采矿块有三个，所共有六个备采工作面。备采总需风量为： $Q_{\text{备采}}=(3.0/2) \times 6=9\text{m}^3/\text{s}$

(3)掘进工作面风量：由于有三个矿块同时在进行准备工作，每个矿块有三个掘进队在进行掘进工作，每个矿块有一个掘进工作面，所以，共有九个掘进工作面。每个掘进工作面风量取  $2.0\text{m}^3/\text{s}$ （参考采矿手册 2 P1590 表 2—16—16 选取）。 $Q_{\text{掘进}}=2.0\times 9=18\text{m}^3/\text{s}$

(4)硐室风量：变电硐室风量： $4\text{m}^3/\text{s}$ ，井下水泵硐室风量： $2\text{m}^3/\text{s}$ ，卷扬机硐室风量： $0.6\text{m}^3/\text{s}$ （需两个），电机车库风量： $1\text{m}^3/\text{s}$ 。硐室总风量为： $Q_{\text{硐室}}=4+2+0.6\times 2+1=10.2\text{m}^3/\text{s}$

(5)矿井总风量为： $Q=k(Q_{\text{回采}}+Q_{\text{备采}}+Q_{\text{掘进}}+Q_{\text{硐室}})$

$$=1.35(27+9+18+10.2)=86.7\text{m}^3/\text{s}。$$

### 15.2.3 全矿通风阻力计算

本矿采用中央对角式通风，在 1、2 号风井附近分别安装抽出式扇风机，主平硐作为入风井。新鲜风流从平硐口进入矿井，经平硐、斜井、石门、阶段运输巷、通风天井进入采场，污风经过通风天井、回风巷道、回风石门及回风井排出地表。总风阻按摩擦风阻得 1.2 倍计算。查表知主平硐和风井采用浇注混凝土支护，摩擦阻力系数为  $0.004\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^4$ ，斜井采用喷射混凝土支护，摩擦阻力系数为  $0.012\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^4$ ，石门、阶段运输巷、通风天井、回风巷、风井石门不支护，摩擦阻力系数为  $0.015\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^4$ 。当正常生产时期，开采 955 阶段时，巷道长度最短，为通风容易时期，总风阻为  $2715.4\text{Pa}$ ，开采 825 阶段时，巷道长度最长，为通风困难时期，总风阻为  $3761.9\text{Pa}$ 。各段巷道具体的风阻本章末风阻计算表，通风系统图和紧急避灾图见本章末。

## 15.3 扇风机选型

### 15.3.1 主扇的选择

选择扇风机必须首先知道矿井通风系统要求扇风机提供的风量和风

压。

### 15.3.1.1 扇风机的计算风量

$$Q_j = K \times Q$$

式中：  $Q_j$ ——风机的计算风量， $\text{m}^3/\text{s}$ ；

$K$ ——通风装置得漏风系数，取 1.1；

$Q$ ——矿井所需的总风量， $86.7 \text{ m}^3/\text{s}$ ；

则  $Q_j = 1.1 \times 86.7 = 95.4 \text{ m}^3/\text{s}$ 。

### 15.3.1.2.扇风机的风压

$$H_f = H + h_r + h_o$$

式中：  $H$ ——矿井总阻力，容易时期为 2715.4Pa，困难时期为 3761.9pa；

$h_r$ ——扇风机装置阻力，本矿风机取 180 Pa；

$h_o$ 。——消声装置阻力，100 Pa；

则通风容易时期  $H_f = 2715.4 + 180 + 100 = 2995.4\text{Pa}$ 。

通风困难时期  $H_f = 3761.9 + 180 + 100 = 4041.9\text{Pa}$

### 15.3.1.3 计算扇风机的功率

$$N_f = H_f \times Q_j / \eta_f / 1000,$$

式中：  $\eta_f$ ——扇风机的效率，本矿井取 0.8；

则通风容易时期需要的  $N_f = 2995.4 \times 95.4 / 0.8 / 1000 = 357.2 \text{ kw}$ 。

通风困难时期需要的  $N_f = 4041.9 \times 95.4 / 0.8 / 1000 = 482.0 \text{ kw}$ 。

### 15.3.2 电动机的选择

根据通风容易与困难两个时期主扇风机的输入功率  $N_f$ ，计算出电动机的功率  $N_e$ ：

$$N_e = K N_f / \eta / \eta_e,$$

式中：  $K$  — 电动机的容量备用系数，取 1.2；

$\eta$  —传动效率，取 0.95；

$\eta_e$ — 电动机效率，取 0.9；

则通风容易时期需要的  $N_e = 1.2 \times 357.2 / 0.95 / 0.9 = 501 \text{ kw}$ ，

通风容易时期需要的  $N_e = 1.2 \times 482 / 0.95 / 0.9 = 677 \text{ kw}$

根据以上计算结果，在查阅资料后，选用 62A14-11 型扇风机，扇风机技术参数见表 15.1。

表 15.1 62A14-11 型扇风机技术参数表

项目	单位	参数
叶轮直径	mm	2.4
电机功率	KW	10~900
叶轮转数	r/min	500、600、750、1000
风量范围	$\text{m}^3/\text{s}$	16~250
风压范围	Pa	10~4700
最高效率	%	84
生产厂	运城风机厂	

### 15.3.3 局扇的选择

本矿采用无底柱分段崩落法回采矿块，根据本章知每个采场有 3 个回采工作面，2 个备采工作面，回采工作面的需风量为  $3 \text{ m}^3/\text{s}$ ，整个采场的总需风量为  $(3 \times 3 + 1.5 \times 2) = 12 \text{ m}^3/\text{s}$  选用的局扇供风量最小为  $1.3 \times 12 = 15.6 \text{ m}^3/\text{s}$ 。根据采场需要的风量，选用 KFT<sub>22</sub> 系列局部扇风机，扇风机技术参数见表 15.2。

表 15.2 KFT<sub>22</sub> 型扇风机技术参数表

项目	单位	参数
电机功率	KW	11
风量	$\text{m}^3/\text{s}$	9.8~17.7
全压	Pa	333~523
重量	kg	352
外形尺寸	550mm × 1010mm × 1000mm	
制造厂家	运城风机厂	

## 第十六章 矿井排水

### 16.1 概述

本区构造破坏带以 F1、F5 为主，F1 断层下盘破碎带内，虽导水性良好，但其与含矿岩系间有近 100 米的一岩组片岩为隔水层，因而不会对矿坑采掘构成威胁；F5 断层据临近断层钻孔简易抽水试验资料导水性微弱。区内未见有北西向贯通山区的倾向断裂，山前地下水不可能与基岩含水系沟通。受构造影响，裂隙发育，分布普遍，规模较大。地表以 MW-SE 组为主，深部裂隙发育主要受构造起伏的控制，裂隙发育带下限标高为 878 米。

矿坑充水主要影响因素是大气降雨通过裸露的排水层及地表裂隙的渗入；其次是沟谷地下水及北东、南西两个方向的区域地下水侧向补给，其迳流方向与补给方向一致；再者矿区钻孔封孔质量欠佳坑道遇见或接近钻孔时，会成为沟通各种水源的通道；另外民采坑道的积水老窿接近或位于矿层内，对坑道充水有直接影响。

### 16.2 矿井排水方式及系统

由于本矿采用平硐—盲斜井联合开拓的方式，当开采 1050 标高上部矿体时，采用自然排水，在 1050 车场附近修建水仓，各阶段的涌水通过阶段运输巷道的水沟和专门的排水巷道流入水仓内；当开采 1050 标高下以下矿体时，每隔一个阶段设置一个水仓，用大功率水泵分级扬水。整个矿山采用集中排水方式。平硐及阶段运输巷中必须有 3‰的坡度，以实现自然排水。ZnS②号矿体顶底板围岩以裂隙、断裂含水为主，且涌水量较大，突发性涌水对生产、基建影响较大。因而在开采过程中应建立长期水文观测点，及时分析原因采取防治措施。

## 第十七章 矿井提升与运输

### 17.1 运输系统及运输设备简述

东升庙多金属硫锌矿运输方式采用电机车运输，每个阶段通过架线式电机车运至斜井口，然后由提升机提升至 1050 水平，在通过架线式电机车运输到平硐口的选矿厂内，然后用翻车机将矿石卸入储矿仓内。

根据本矿山的生产能力，初步确定 YGC2(6)矿车作为主要运矿设备，平硐和阶段运输巷内选用 ZK10—6/250 型电机车，斜井内选用 GKT2×1.6×1.2—20 型提升机。

#### 17.1.1 斜井提升计算

为了减少矿石的转载次数，斜井采用矿车组提升，经简单计算，整个斜井一次提升部合理，因此分两次提升，在 1050 和 890 阶段分别设置提升机提升矿岩，矿车为 GC2(6)固定式矿车。由于只有一个提升井，且斜井较长，必须设置人车，由于斜井内轨距为 600mm，选用 CRX-10 型斜井人车，乘人数为 12，规格为 4300mm×1020mm×1450mm，自重 1.45 吨，最大速度 3 米/秒。

#### 17.1.2 小时提升量

$$A_s = \frac{C \times A}{t_s \times t_r}$$

式中： $A_s$ ——小时提升量，t；

$A$  ——年运输量，85 万 t；

$C$  ——不均衡系数，1.25；

$t_s$ —— 日工作小时数，19.5h；

$t_r$ —— 年工作日数，330d；

$$\text{则 } A_s = \frac{1.25 \times 850000}{19.5 \times 330} = 165.1 \text{ t.}$$

### 17.1.3 一次提升矿车数

(1) 一次提升循环近似时间  $T_j$

$$T_j = \frac{L_{sb}}{v_0} + \frac{L_x}{v_0} + \frac{L_j}{v_p} + \theta_1$$

式中:  $L_{sb}$ ——上车场长度, 25m;

$L_x$  ——下车场长度, 25m;

$L_j$  ——斜井提升长度, 580;

$v_0$  ——矿车组通过上、下车场的速度, 1m/s;

$\theta_1$  ——矿车组摘挂钩时间, 30s;

$v_p$  ——提升速度, 5m/s;

$$\text{则 } T_j = \frac{30}{1} + \frac{30}{1} + \frac{580}{5} + 30 = 191\text{s}$$

(2) 一次提升或放下的矿车数  $n$

$$n = \frac{A_s \times T_j}{3.6 \times Q}$$

式中:  $Q$ ——矿车有效装载量 4320kg ;

$$\text{则 } n = \frac{165.1 \times 191}{3.6 \times 4320} = 1.98, \text{ 取 } 2 \text{ 台。}$$

(3) 按矿车联接器最大允许牵引力校验一次提升矿车数  $n''$

$$n'' = \frac{F_l}{(Q_{\max} + Q_k) * (\sin \alpha_0 + f_1 * \cos \alpha_0) * g}$$

式中:  $Q_{\max}$ ——最大装载量, 5t;

$Q_k$  ——矿车自重, 1.33t

$\alpha_0$  ——斜井倾角,  $25^\circ$  ;

$g$  —— 重力加速度,  $9.8\text{m/s}^2$ ;

$f_1$  —— 运行阻力系数, 0.01;



$F_1$ —— 矿车联接器最大允许牵引力，59KN；

经计算  $n'' = 2.2$  台，因此  $n=2$  是合理。

#### 17.1.4 钢丝绳选择计算

(1) 钢丝绳每米质量

$$P_s = \frac{n \times (Q_{\max} + Q_k) \times (\sin \alpha_0 + f_1 \times \cos \alpha_0)}{11 \times \frac{\sigma}{m} - L'_0 (\sin \alpha_0 + f_2 \times \cos \alpha_0)}$$

式中：  $\sigma$  ——钢丝绳抗拉强度，1960N/mm<sup>2</sup>；

$m$ ——钢丝绳安全系数，7.5

$L_p$ ——井口至井架导轮中心的水平距离，40m，

$R_l$ ——天轮的半径，0.8m；

$f_2$ ——钢丝绳移动时的摩擦阻力系数，0.2；

$L'_0$  ——从下部车场矿车摘挂钩点到上部钢丝绳导轮间的钢丝绳长度，

$$L'_0 = L_x + L_j + L_p / \cos \beta - R_l \times \tan \beta = 15 + 526 + 40 / \cos 8^\circ - 0.8 \times \tan 8^\circ = 581.3\text{m}。$$

经计算  $P_s = 2.14\text{kg/m}$

(2) 钢丝绳实际安全系数校验

$$m' = \frac{Q_p}{[n \times (Q_{\max} + Q_k) \times (\sin \alpha_0 + f_1 \times \cos \alpha_0) + P_s \times L'_0 (\sin \alpha_0 + f_2 \times \cos \alpha_0)] \times g}$$

式中：  $Q_p$ ——钢丝绳中钢丝破断拉力总和，448840N；

$\beta$ ——钢绳牵引角，8° ；

经计算  $m' = 7.52 > 7.5$ 。

根据提升装置要求的钢丝绳每米钢丝绳质量，选下钢绳直径为 24.5mm 的钢丝绳，技术规格的见下表 17.1。

表 17.1 钢丝绳技术规格表

直径		钢丝总断面积	参考重量	钢绳公称抗拉强度
钢绳	钢丝			1960 牛/毫米 <sup>2</sup>
				钢丝破断拉力总和
(毫米)		(毫米 <sup>2</sup> )	(牛/100 米)	(牛)(不小于)
24.5	1.6	229.09	2121.7	448840

### 17.1.5 提升机及游轮选择

(1) 提升机卷筒直径  $D_j$  (mm)

$$D_j \geq 60 \times d_s$$

式中:  $d_s$ ——提升钢丝绳直径 24.5mm,

经计算  $D_j \geq 1470\text{mm}$ , 取 1600mm。

(2) 卷筒宽度  $B$  (mm)

$$B \geq \frac{1000 * (L_t + L_s) + (3 + 4) * \pi * D_j * (d_s + \varepsilon)}{n_c * \pi * D_p}$$

式中:  $L_t$ ——提升长度,  $L_t = L_x + L_j = 474 + 15 = 489\text{m}$ ;

$L_s$ ——试验长度, 30m;

$\varepsilon$  ——钢绳圈间隙, 3 m;

$n_c$ ——钢绳缠绕层数, 3 层;

$D_p$ ——钢丝绳平均缠绕直径,

$$D_p = D_j + (n_c - 1) * d_s = 1600 + 1 * 24.5 = 1624.5\text{mm};$$

经计算  $B \geq 995\text{mm}$ , 取 1200mm。

(3) 最大静拉力差  $F_c$

$$F_c = 2 * [n * f_1 * (Q_{\max} + Q_k) + P_s * L'_0 * f_2] * g * \cos \alpha_0$$

经计算,  $F_c = 9839.8\text{N}$

(4) 选定提升机型号

根据斜井要求的拖运长度、需要的提升机卷筒直径、宽度、钢丝绳直径和最大静张力差，选用 GKT2×1.6×1.2—20 型提升机。

(5) 天轮直径的选定。根据钢丝绳直径可确定游轮直径为 1600mm。

(6) 预选电动机。根据需要的功率功率计算

$$N' = \frac{K_b * F_c * v}{1000 * \eta}$$

式中：N' ——预选电动机的功率，KW；

$K_b$ —— 动机功率备用系数，1.2；

$\eta$ ——传动效率，0.85；

经计算，N' =55.6 KW。

(7) 提升机技术规格见下表 17.2。

表 17.2 提升机技术规格

卷筒			
个数	直径 (mm)	宽度 (mm)	两卷筒中心距 (mm)
2	1600	1200	1254
钢丝绳			
最大静张力 (KN)	最大静张力差 (KN)	最大直径 (mm)	破断拉力总和 (KN)
44.13	2942	24.5	338.33
拖运长度 (m)			
一层缠绕	二层缠绕	三层缠绕	四层缠绕
175	405	640	880
最大提升速度 (m/s)	电动机功率 (KW)	制造厂	
4.0	80	重庆矿山机械厂	

## 17.2 平硐运输设备的选择

根据给定的矿山生产规模，选用 ZK10—6/250 型电机车（见表 17.3）和 YGC2(6)固定式矿车（见表 17.4）。

表 17.3 ZK10—6/250 型电机车技术规格表

机车质量	额定电压	电动机型号	电动机数
10t	250V	ZQ—21	2 台
小时制			
牵引力	功率	速度	电流
13034 N	40KW	11Km/h	95×2A
长时制			
牵引力	速度	电流	
3018 N	16 Km/h	34×2A	
车轮直径	固定轴距	轨距	
680mm	1100mm	600mm	
最小曲线半径	制动方式	外形尺寸	
7m	机械；电气	4500×1060×1500	
弓高	机车制动力	机车粘着重量	
2200mm	8.9KN	98KN	

表 17.4 YGC2(6)固定式矿车技术规格表

容积	最大载重量	轨距	自重
2m <sup>3</sup>	49.0KN	600mm	17.93 KN
轴距	车厢长	外形尺寸	
1000	2500	3000×1200×1200mm	

### 17.2.1 计算电机车牵引矿车数：

(1) 按电机车起动条件计算牵引重量

$$Q_{zh} \leq \frac{P_n * \varphi}{\omega_{zh} + i_p + 0.11 * a} - P$$

式中：Q<sub>zh</sub>——重车组重量即牵引重量，吨；

P<sub>n</sub>——机车粘着重量，10 吨；

ψ——电机车起动是的粘着系数，ψ=0.2；

ω<sub>zh</sub>——重列车启动时的阻力系数，0.009；

i<sub>p</sub>——线路的平均坡度，0.003；

a —— 列车的加速度，0.04 m/s；

P —— 电机车的重量，10 吨。

经计算  $Q_{zh} \leq 111.95$  吨。

(2) 按制动条件计算牵引重量

$$Q_{zh} \leq \frac{P_z * \varphi'}{i_p + 0.11 * a_z - \omega'_{zh}} - P$$

式中：  $P_z$  —— 电机车制动重量，10 吨；

$\varphi'$  —— 闸瓦与轮面之间的摩擦系数，0.17；

$V_{ch}$  —— 电机车长时速度，4.44m/s；

$L_z$  —— 制动距离，取 40m；

$a_z$  —— 列车制动的减速度， $a_z = V_{ch}^2 / (2 * L_z) = 0.247$  m/s；

$\omega'_{zh}$  —— 重列车的运行阻力系数，0.006；

经计算  $Q_{zh} \leq 60.34$  吨。

(3) 以较小的牵引重量  $Q_{zh} = 60.34$  吨计算电机车牵引的矿车数

$$Z_1 = \frac{Q_{zh}}{G_0 + G}$$

式中：  $G_0$  —— 矿车自重 1.33 吨；

G —— 矿车的实际载重 4.16 吨，。

经计算：  $Z_1 = 60.34 / (1.33 + 4.16) \approx 11$  辆

由于每次斜井提升上的矿车数为 2 台，所以为了减少摘挂钩时间,发挥提升和运输设备的效率，电机车牵引矿车应为 10 台。

### 17.2.2 架线式电机车台数计算

(1) 电机车往返一次时间：

$$T = T_1 + \theta$$

式中：  $T_1$  —— 总的运行时间， $T_1 = \frac{2 \times L}{60 \times 0.75 \times V_{ch}} = 6.2$  分钟；

$\theta$  ——调车时间，25 分钟；

经计算  $T=31.2$  分钟。

(2) 一台电机车每班可完成的往返次数：

$$n_1 = \frac{60 \times t_b}{T}$$

式中： $t_b$ ——电机车每班工作小时数，6 小时；

经计算， $n_1=11.5$ ，取 11 次

(3) 完成每班出矿量需要的往返次数：

$$m = \frac{C \times A_b}{Z_1 \times G}$$

式中： $A_b$ ——每班平均生产率，858.6t；

$C$  ——运输的不均衡系数，1.2；

$Z_1$ ——电机车牵引矿车数，10 台；

$G$  ——矿车的有效载重，4.16t。

经计算  $m=24.8$ ，取 25 次。

(4) 需要的电机车工作台数：

$$N_1 = \frac{m + m_1}{n_1} = (25 + 8) / 11 = 3 \text{ 台}$$

(5) 电机车总台数

$$N = N_1 + N_2$$

式中： $N_2$ ——备用电机车台数，1 台；

则  $N=4$  台。

(6) 矿车台数

$$Z = K_1 \times K_2 \times N_1 \times Z_1$$

式中： $K_1$ ——矿车检修系数，1.1；

$K_2$ ——矿车备用系数，1.3；

经计算  $Z=42.9$ ，取 43 台。

### 17.3 其他设备的选择

凿岩选用 CTC-700 型。炮孔为扇形布置，孔径为 52~60mm，台年效率一般为 2~3 万 m，每米崩矿量 8~10t，扇形炮孔的排距一般为 1.5~1.8m，炮孔的前倾角一般为  $80^\circ \sim 90^\circ$ ，边孔角度为  $45^\circ \sim 60^\circ$ ，适应巷道断面为 3m\*2.8m。按矿山的年生产能力，需要 5 台凿岩设备。考虑故障设备的维修，共需要 8 台。

出矿采用 ZLD40 型柴油铲运机。台年效率为 9~15 万 t。按矿山的年生产能力，需要 6 台出矿设备。考虑故障设备的维修，共需要 10 台铲运机。

## 第十八章 综合技术经济指标

表 18.1 综合技术经济指标

序号	指标名称	单位	指标	备注
一 地质				
1	保有资源量	万 t	1027	
2	水文地质条件			中等
3	工程地质条件			简单
4	矿体稳定性			稳固
5	岩体稳定性			稳固
6	采用资源量	万 t	1027	
7	平均地质品位 Zn	%	2.75	
二 采矿				
1	矿山生产能力	万 t/a	85	
2	矿山工作制度	d/a	330	
		班/d	3	
		h/班	8	
3	矿山服务年限	年	10.5	
4	基建期	年	3	
5	开拓方式			平硐—盲斜井
6	中段高度	m	40~65	
7	采矿方法			无底柱分段崩落法
8	标准矿块构成要素			
主采 矿块	矿块长	m	60	
	矿块宽	m	20.6	
	矿块高	m	60	
9	损失率	%	20	
10	贫化率	%	8	



## 参考文献

1. 张富民. 采矿设计手册, 北京: 中国建筑工程出版社, 1986.
2. 解世俊. 采矿手册, 北京: 冶金工业出版社出版, 1990.
3. 张世雄. 固体矿物资源开发工程, 武汉: 武汉理工大学出版社, 2005.
4. 解世俊. 金属矿山地下开采, 北京: 冶金工业出版社出版, 1995.
5. 周昌达. 井巷工程, 北京: 冶金工业出版社出版, 1994.
6. 黎佩琨. 矿山运输及提升, 北京: 冶金工业出版社出版, 1999.