



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

昆明理工大学

## 毕业设计（论文）任务书

国土资源工程 学院 采矿工程 专业 05 级 学生姓名：李进华

毕业设计（论文）题目：云锡大屯锡矿三坑开采设计

毕业设计（论文）内容：

设计的基本原则，矿区概述，矿床地质与开采技术条件，矿山工作制度，矿床开拓系统，中段平面开拓系统，采矿方法，矿山通风系统，矿井提升运输系统，设计矿山的技术经济指标等。

设计要求：中段生产能力 5 万吨/年。

专题（子课题）题目：1450m 中段 1-3<sup>#</sup>矿体采矿方法设计

内容：

根据矿床地质条件和开采技术条件，设计 1450m 中段 1-3<sup>#</sup>矿体采矿方法。包括：采矿方法初选（ $\geq 3$  个），技术经济分析，详细技术经济计算、综合分析比较（ $\geq 2$  个）。采矿方法简述，结构参数，采准巷道布置，切割工作，回采工作（落矿、出矿、通风、支护、损失贫化管理），回采顺序，地压管理，采掘进度计划，成本计算与技术经济指标。

设计要求：采场生产能力 > 200 吨/天。

设计（论文）指导教师（签字）：\_\_\_\_\_

主管教学副院长（签字）：\_\_\_\_\_

2009 年 3 月 25 日





昆明理工大学 设计（论文）专用纸

---

昆明理工大学

## 毕业设计

课程名称: 云锡大屯锡矿三坑开采设计

设计题目: 1450m 中段 1-3 矿体开采设计

学 院: 国土资源工程学院

专 业: 采矿工程

年 级: 2005

学生姓名: 李进华

指导教师: 周宗红

日 期: 2009 年 5 月 31 日



昆明理工大学 设计（论文）专用纸

---

教 务 处 制

# Kunming University of Science and Technology

## Graduation Design(thesis)

Topic: 1-3 # ore mining method

Special topic: Yunnan Tin Mine Tatun paragraph Lo tin  
mining in Malaysia Design

Unit: Faculty of Land Resource Engineering in Kunming  
University of Science and Technology

Major : Mining engineering

Grade: 2005

Author:Li Jin Hua



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

---

Supervising teacher: Zhou Zong Hong

Date: May 31, 2009

## 目 录

目 录 .....	I
摘 要 .....	I
Abstract .....	II
前言 .....	IV
第一章 总论 .....	1
1.1 本设计的指导思想，设计任务书对设计的要求 .....	1
1.2 资源条件、设计规模、服务年限、开采方法 .....	1
1.3 企业组成、开采工艺 .....	1
1.4 企业投资、主要工程量、企业定员、产品成本 .....	2
1.5 概况 .....	3
第二章 矿区概述 .....	1
2.1 矿区交通位置 .....	1
2.2 矿区经济概况 .....	2
2.3 矿区气候条件 .....	2
2.4 资产状况 .....	2
2.5 矿区总平面布置 .....	2



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

<b>第三章 矿区地质</b>	<b>4</b>
3.1 概况	4
3.2 矿床开采技术条件	9
3.3 水文地质	12
3.4 矿床勘探和储量计算	12
<b>第四章 矿床开拓</b>	<b>15</b>
4.1 矿山现有开拓情况评述	15
4.2 矿山设计年产量的校核	17
4.3 矿山服务年限	19
4.4 阶段高度的确定	19
4.5 开拓方法的选择	19
4.6 开拓井巷设计	26
4.7 矿山井巷基建工程量和进度计划	31
<b>第五章 采矿方法（专题）</b>	<b>33</b>
5.1 矿床开采技术条件	33
5.2 矿山现用采矿方法	33
5.3 采矿方法选择	34
5.4 采场构成要素	42
5.5 采准切割工作	43
5.6 回采工作设计和计算	52



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

---

5.7 采空区处理 .....	60
5.8 矿块采出矿石量 .....	61
5.9 矿房（块）生产进度计划 .....	61
5.10 采矿方法主要经济指标 .....	62
<b>第六章 矿井通风 .....</b>	<b>64</b>
6.1 概述: .....	64
6.2 矿井通风设计所需资料 .....	64
6.3 选择通风系统方案 .....	65
6.4 回采工作面风量的确定 .....	65
6.5 掘进工作面风量的确定 .....	65
6.6 全矿总风量计算 .....	67
6.7 风量分配及风量调节 .....	68
6.8 矿井总风量计算 .....	68
6.9 选择扇风机、计算电动机功率 .....	69
6.10 扇风机全压 .....	69
6.11 扇风机的功率 .....	70
6.12 局部通风、矿井防尘措施 .....	70
<b>第七章 矿山运输与提升 .....</b>	<b>73</b>
7.1 矿山现有运输与提升系统评述 .....	73
7.2 运输和提升设计 .....	74



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

---

结 论 .....	78
总 结 .....	79
谢 辞 .....	81
参考文献 .....	82
附 录 .....	83



## 摘 要

本设计是在经过松树脚锡矿实习后，依据周老师下发的毕业设计任务书和实习收集的资料而完成的云锡大屯锡矿大马芦矿段 1450m 中段 1-3<sup>#</sup>矿体采矿方法设计，设计的主要内容包括设计的基本原则，矿体地质和开采技术条件，矿山工作制度和中段生产能力验证，采矿方法，1450m 中段开拓等。设计结合已有的开拓、矿石提升等系统及中段生产能力 5 万吨/年的要求，通过技术经济比较选用垂直深孔球状药包落矿阶段矿房法采矿方法。设计的 1450 中段开拓设计，通过对比国内外地下运输发展的状况，对提出适合锡矿山的初选方案进行技术经济比较，最终确定单一沿脉巷道加穿脉布置运输为 1450 中段水平的开拓方案，大大提高了矿山的生产能力，可以为类似矿山提供借鉴。

设计的重点部分是 1450 中段 1-3<sup>#</sup>矿体采矿方法设计，其中包括采矿方法初选、采矿方法经济分析、1-3<sup>#</sup>矿体采准系统布置、切割布置、回采工艺（含落矿方式、爆破设计、采场通风方式、出矿方式、出矿设备选型计算与贫损管理）设计与地压控制、编制采掘进度计划和施工顺序、采矿方法成本计算与技术经济指标，并且结合采矿方法对 1450 中段生产能力进行了验证。

设计中还对大屯锡矿矿区加以概述，对矿床地质与开采技术条件如矿床类型、地质构造、矿体工业规模、矿岩体物理力学性质和矿岩体稳固性条件等作了一定的论述，对矿床开拓系统、1450 中段平面开拓系统，矿山通风系统、矿井提升系统等系统布置及能力、主要设备等作了一定的叙述。

**【关键词】** 采矿方法 矿床开拓 大屯锡矿 地下运输 矿井提升 矿井通风 回采 中段开拓





## Abstract

After the design is practical after the tin foot pine trees, according to zhou graduated from the teacher issued the book as well as a practical design of data collection completed YTC Tatun Malaysian tin mining Lo 1450m above the middle of 1-3 # Orebody the design of mining methods, design of the main features of the basic principles of design, ore geology and mining technology, mining production capacity verification system and the middle section, mining methods, such as 1450 to open up the middle. Design has been developed, such as ore and the middle of upgrading production capacity of 50,000 tons / year of the request, Through the selection of technical and economic comparison of vertical deep-hole charge globular stage of loading ore mine mining methods Housing Act. Designed to open up the design of mid-1450.

At home and abroad by comparing the situation of the underground transport development, proposed for the primary program Xikuangshan the techno-economic comparison, the clock to finalize the roadway along a single vein Wearing transport arrangements for the 1450 program to open up the middle level, greatly improving the productive capacity of the mine can be used for reference in a similar way to mine.

Is designed to focus on the middle part is 1-3 # 1450 designed ore mining, including primary mining methods, mining methods of economic analysis, 1-3 # ore mining System layout, cutting layout, extraction processes (including mine way down , blasting design, stope ventilation mode, the way the mine, a mine equipment selection calculation of loss and poor management) Design and pressure control, the progress of the preparation of mining plan and construction sequence, mining methods and technology costs of economic indicators, and combined with the mining approach the middle of 1450



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

---

production capacity is verified.

The design of the Datun also be outlined in tin mining, the geology of mineral deposits and mining technology, such as a deposit type, geological structures, ore industrial scale, physical and mechanical properties of rock mining and mining conditions, such as rock solid a certain discourse of deposit to open up the system, the system 1450 to open up the middle plane, mine ventilation systems, mine hoist system layout and system capabilities, major equipment, such as a certain description.

**【Keyword】** mining methods opening up of ore deposits DTXK underground transportation mine shafthoist mine ventilation extraction plane developm



## 前言

本次毕业设计是按照昆明理工大学，国土资源工程学院，资源开发系下达的毕业设计大纲要求完成的。整个设计内容包含了采矿专业所学过的所有专业知识如：《地质学》、《井巷工程》、《矿山机械》、《金属矿床地下开采》、《矿井通风与防尘》等。设计以毕业实习为基础，在矿山数月的实习生活中，积极主动参加矿山生产实践，学习现场处理技术问题的能力，深入理解矿山生产的技术保障，为本次设计打下坚实的基础。

我的设计题目是云锡松树脚锡矿（三坑）开采设计，专题为 1450m 中段 1-3#矿体采矿方法设计。为了更好的做好专题内容，询问了其具体的运用情况，并思考其改进方案，这在我的具体设计里会有所体现。同时，考虑到矿山是一个整体系统，各个方面相互配合才能提高其效率，我对开拓系统、采矿方法、通风系统、提升系统、运输系统等其它方面关注很多。

经过指导老师周宗红副教授认真负责、耐心细致的指导和我本人的努力，历时两个多月，我终于完成了本次毕业设计。

由于编者水平有限、考虑不周，不合理的地方在所难免，望各位专家学者给予批评指正，编者将不胜感激。



## 第一章 总论

### 1.1 本设计的指导思想，设计任务书对设计的要求

毕业设计是学生在校学习期间最后一次综合训练，是在学完本专业课程的基础上全面、系统地应用所学过的基础理论，专业知识综合地解决金属矿床开采问题能力的训练。目的是培养学生理论联系实际，具有解决金属矿床开采中有关的技术问题和编制金属矿床开采设计的初步能力。

毕业设计内容包括：设计任务和依据，矿床地质、矿床开拓、采矿方法、井巷掘进、矿井通风与安全、矿山运输、矿井提升和总图运输。设计重点是矿床开拓、采矿方法、井巷掘进和矿井通风，围绕这些内容中的某个内容，对采矿专业的学生设置专题部分，对专题要求做较详细的技术论证和必要的技术经济比较。运输、提升和总图运输章节属一般部分，对这些部分的内容只着重系统和初步的设备选型设计。

### 1.2 资源条件、设计规模、服务年限、开采方法

设计矿块生产能力为 5 万吨每年；所设计矿山为新建工程；服务年限为 30 年；开采方法采用大直径深孔球状药包落矿阶段矿房法。

### 1.3 企业组成、开采工艺

松树脚锡矿现行的生产布局是由松硫一期工程、二期工程、芦塘坝银铅矿技改工程和大马芦氧化矿工程逐步形成的，与生产基地相适应，组建了 3 个坑口，形成了三大生产基地（老区硫化矿生产基地、芦塘坝 102#矿群银铅矿生产基地和大马芦氧化矿生产基地），三大坑口各自开采的生产格局：

一坑以大马芦生产基地为主，兼顾周边及外围地质勘探；二坑以 102#矿群生产基地为主，兼顾 1820 米中段以上马吃水、大箐、阿西寨矿段地质勘探及 1920~1720 米中段 6#东、6#北和 6#南氧化矿边残矿收采；三坑以老区硫化矿生产基地为主，兼顾 1—3、6#东 1720 米中段以下氧化矿边残矿收采。



表 1.1 各坑、工区布局情况见下表

坑口名称	坑口住地	生产基地	工区名称	作业区段
一坑 (氧化矿坑)	1720 米平面	大 马 芦	一区	大箐 1720 米中段以上 马吃水 1720 米中段以上
			六区	10#矿群 1660~1720 米中段
			五区	10#矿群 1600~1660 米中段
二坑 (银铅矿坑)	1920 米平面	102# 矿群	四区	102#矿群 1955~1820 米中段 马吃水、大箐 1820 米中段 6#东、6#本、6#南 1920~1820 米中段
三坑 (硫化矿坑)	1360 米平面	老区	二区	1—3 矿体 1540~1600 米中段
			七区	1—11 矿体 1600~1720 米中段
			八区	1—3 矿体 1480~1510 米中段

松树一、二期工程的开发，矿山开采技术水平有了长足的发展。矿床开拓采用了正规的平硐、溜井—辅助盲竖井（或盲斜井）联合开拓方式，建立了 1360 中段主要运输本枢纽，采用 PLC 讯号控制系统实施运输监控。在开采方法上，主要以空场法和留矿法两大类为主，现主要采用全面法、浅孔留矿法、堑沟底部结构下向扇形深孔空场采矿法和分段空场崩落法、超前切顶控顶空场采矿法等开采产状、形状不同、围岩稳固性各异的矿体。

## 1.4 企业投资、主要工程量、企业定员、产品成本

松树脚锡矿是云锡集团公司下属的二级厂矿，矿内实行矿、坑、区三级管理，共设置直接生产坑口 3 个，下辖 7 个生产工区；设置辅助车间 2 个，下辖 5 个工段（工区、队）；设置直属供应科、行政科、矿车队等单位。

截止到 2007 年初，全矿从业人员 3809 人。其中全民职工 1984 人，集体职工 476 人，其他均为劳务工。在从业人员中，井下采掘一线职工 1389 人，在岗工程技术人员 141 人。



## 1.5 概况

自 1952 年 1 月 1 日建矿以来，随着矿山生产建设的发展和科学技术的进步，松矿走过了五十年代人背马拉、手工业作业；六十年代小型机械化、先进的采矿方法的应用；七十年代实现机械化生产、高天井钻机钻进；八十年代非电爆破技术、网络技术计划的应用；九十年代计算机应用等发展历程，奠定了现有的技术装备水平

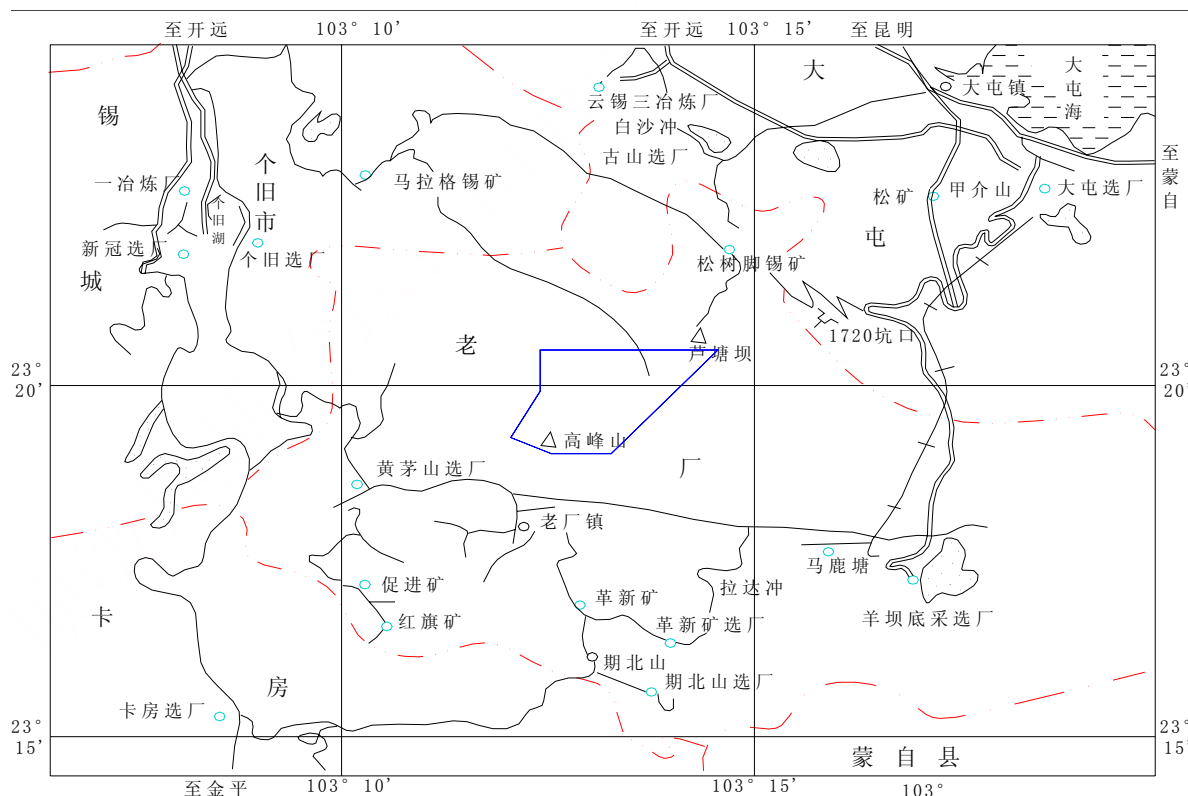


## 第二章 矿区概述

### 2.1 矿区交通位置

大屯锡矿位于云南省个旧市以东 8 千米处，行政区属个旧市大屯镇，矿部设在大屯镇甲介山。矿区地理坐标位置东经  $103^{\circ} 12' 22'' \sim 103^{\circ} 14' 29''$ ，北纬  $23^{\circ} 19' 41'' \sim 23^{\circ} 20' 33''$ 。矿区所属海拔标高 1360~2130 米，垂直高差 770 米；矿区面积 45 平方公里，已办理采矿许可证开采面积 10.93 平方公里。

矿区毗邻大屯盆地，地表有矿山公路与个旧、蒙自、昆明等地相通，并与公司的各选厂、炼厂和矿山相连，交通十分方便。（见附图）。





## 2.2 矿区经济概况

### 2.2.1 矿区工农业

矿区主要工业、矿山生产建设时期能否提供设备、工业用品。矿区附近主要农作物，在矿山生产建设时期能否提供粮食和副食品等。

### 2.2.2 矿区的自然资源

木材、水、电、燃料、砖瓦、石灰及水泥等建筑材料的供应情况良好。

### 2.2.3 矿区局面，居民分布

木材、水、电、燃料、砖瓦、石灰及水泥等建筑材料的供应情况良好。

## 2.3 矿区气候条件

矿区位于高原山区，属深切割中山地形。区内及其周围岩溶峰林发育，为一四周高而中部低洼的岩溶盆地地貌。海拔高程 2300m~1360m，相对高差近 1000m。矿区属亚热带季风气候，温湿多雨，年均降雨量 1603.1mm，年均蒸发量 1203.1mm；旱雨季较分明，降雨多集中于每年 5~10 月份，其余月份多为旱季。年均气温 11.5℃，最高气温 25.9℃，最低气温 9.5℃；相对湿度 84%，全年无霜期约 287 天，一般每年 10 月至次年 1 月多雾，2~3 月多风，主导风向为西南风，最大风力为 21.7m/s。

## 2.4 资产状况

大屯锡矿现有规模已达到 130 万吨。截止到 2007 年初，全矿拥有各类设备 3218 台（套），装机容量 19865 千瓦，拥有固定资产原值 43600 万元，净值 30000 万元。

## 2.5 矿区总平面布置

松树脚锡矿现行的生产布局是由松疏一期工程、二期工程、芦塘坝银铅矿技改工程和大马芦氧化矿工程逐步形成的，与生产基地相适应，组建了 3 个坑口，形成了三





# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

---

大生产基地：老区硫化矿生产基地、芦塘坝 102<sup>#</sup>矿群银铅矿生产基地和大马芦氧化矿生产基地。



## 第三章 矿区地质

### 3.1 概况

3.1.1 按地层年代的先后顺序简述矿区地层系统，对各岩层、岩浆侵入及含矿层的情况做扼要说明。

生产区内分布的地层为三叠系中统个旧组卡房段 (T<sub>2</sub>g<sub>61</sub>-T<sub>2</sub>g<sub>51</sub>) 及马拉格段 (T<sub>2</sub>g<sub>12</sub>-T<sub>2</sub>g<sub>32</sub>) 碳酸盐岩地层，不同的地层岩性其成矿元素的含量有所不同。

T<sub>2</sub>g<sub>23</sub>: 灰色、浅灰色中至厚层状白云岩夹少量白云质灰岩及灰岩透镜体, 微层理发育, 局部含海百合茎化石, 厚 440 余米。

T<sub>2</sub>g<sub>22</sub> : 灰色中厚层状含灰质白云岩, 断续夹大小不等的白云质灰岩及灰岩透镜体, 含数层海百合茎化石, 厚 300 余米。

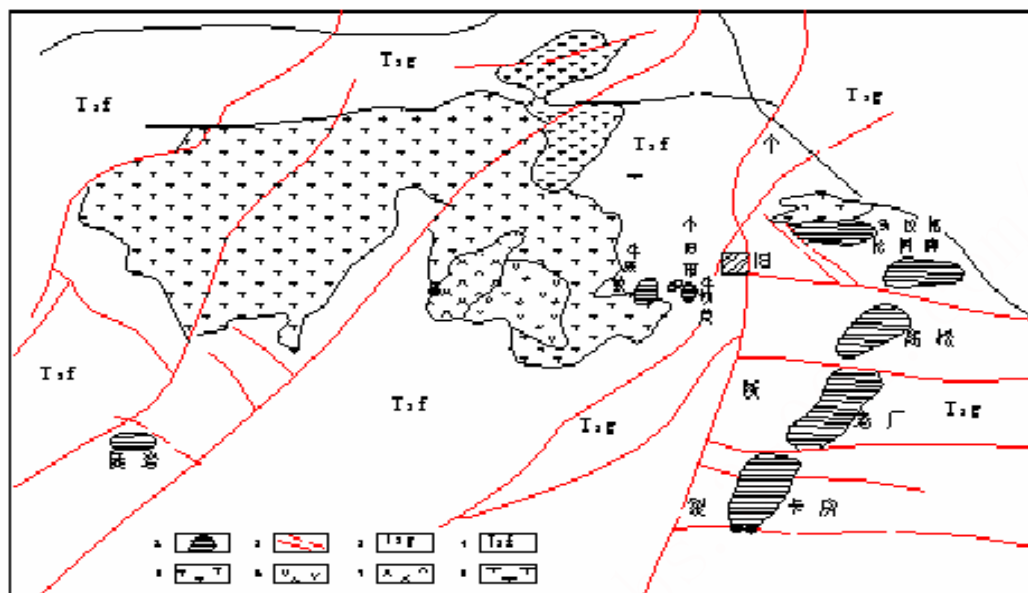
T<sub>2</sub>g<sub>21</sub> : 深灰色、灰色厚层状白云岩, 地表矿化较弱, 地表下 300-400 米以下矿化增强, 局部地段赋存有富银铅矿体, 厚 190 余米。

T<sub>2</sub>g<sub>16</sub> : 灰色、浅灰色中厚层状灰岩与灰质白云岩互层, 厚 200 余米, 是高松矿田的主要含矿层位。由于灰岩与灰质白云岩组成的互层二者间化学、物理性质的差异, 在构造应力作用下易产生层间剥离和层间破碎, 形成良好的储矿空间, 区内探明的绝大部分似层状矿体及脉状矿体即产于此层中。

T<sub>2</sub>g<sub>15</sub> : 灰色、浅灰色中厚层状石灰岩, 含泥质, 具波纹状及虎皮状构造。上部夹 2-3 层条带状灰质白云岩, 延伸稳定, 下部为含燧石结核薄层灰岩, 偶见有腹足类、瓣鳃类, 海百合茎化石, 厚 660 余米。此层为区内另一赋矿层位, 以产出脉状矿体为主, 有少量似层状矿体产出。



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸



- 1、主要矿田；2、矿区主要断裂；3、中三叠统个旧组；4、中三叠统迷郎组；5、花岗岩；6、二长岩；7、辉长岩；8、碱性岩；

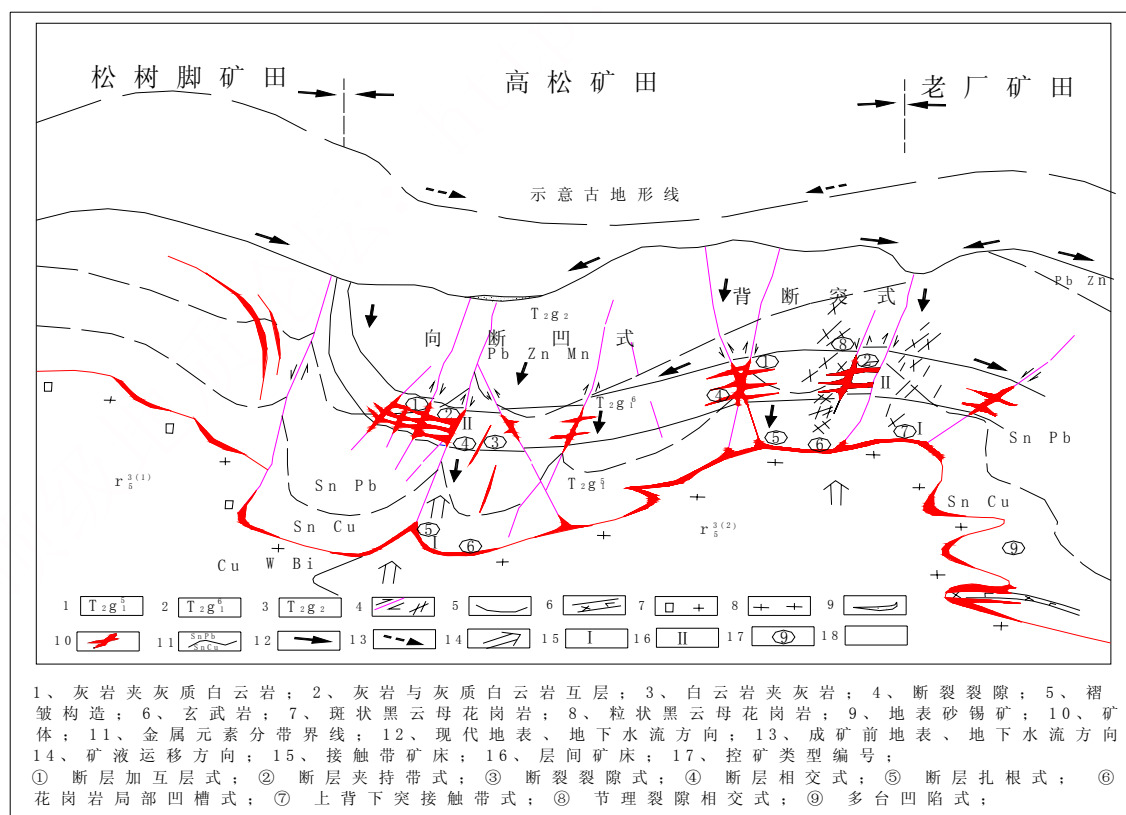


图 5-2 高松矿田成矿——控矿模式图

生产区内褶皱和断裂构造均较发育，挠曲现象明显，但对矿体的产出和控制起主



要作用是断裂构造及其派生的节理、裂隙以及层间破碎。

## （1）褶皱：大箐～阿西寨向斜

该向斜控制了整个高松矿田的构造格局，为一轴向北西，两翼开阔宽缓的向斜，轴部出露地层为 T2g23，翼部出露地层为 T2g22 、 T2g21 、 T2g16 、 T2g15 ，岩层倾角北陡(25--40 度)，南缓(10--20 度)。大马芦矿段即分布于该向斜构造的北翼。

## （2）断裂构造

生产区内的断裂构造十分发育，纵横交错，在大箐～阿西寨向斜构造的基础上，形成貌似“棋盘”格式的构造框架)。矿田内主要的断裂与成矿作用关系明显的主要是北东方向、北西方向和近东西方向的断裂，

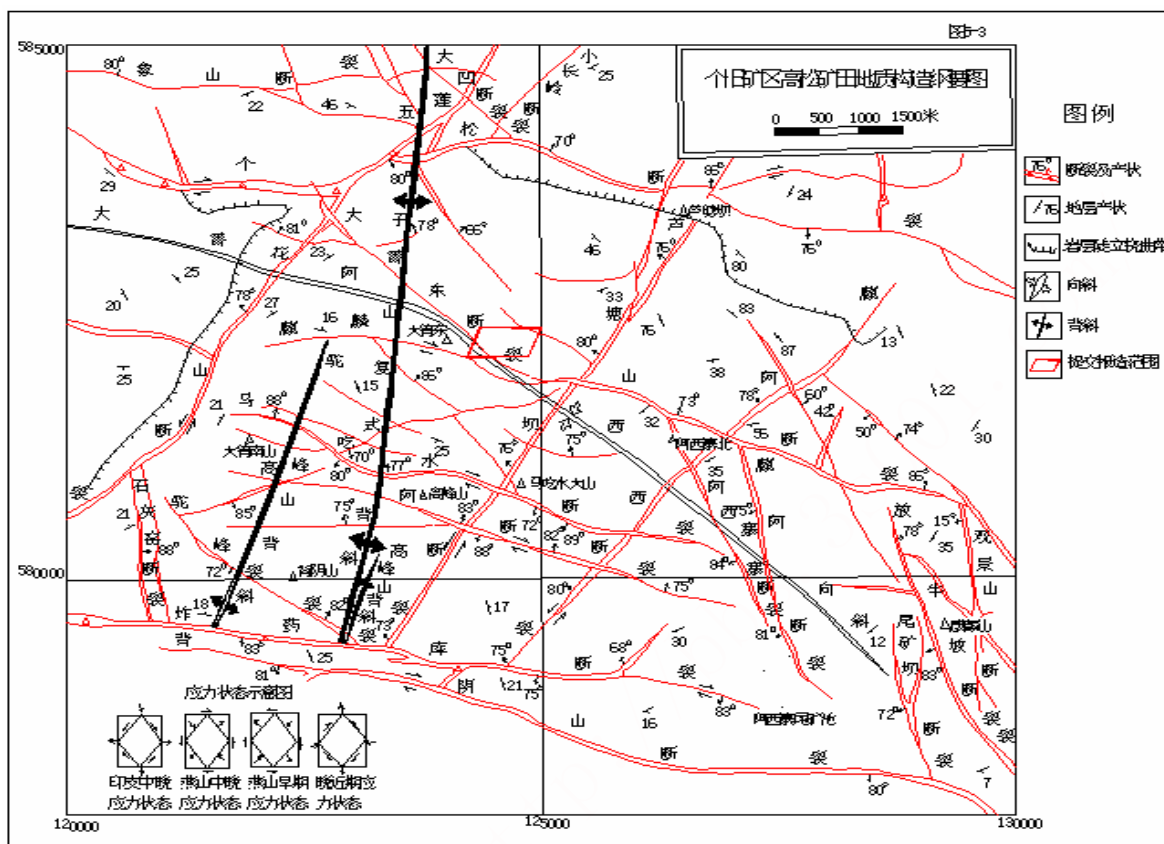
### （一）东西走向断裂

#### （1）个松断裂

为高松矿田的北界，走向长大于 10 千米，倾斜延伸大于 800 米，向北陡倾 70-90 度，断裂带宽 5-30 米，具多期活动特征，有明显控岩、控矿作用，使松树脚花岗岩突起至此急剧陡倾下陷，在 2095-1720 米高程之间蚀变矿化加强，并产出含锡氧化矿体。

#### （2）麒麟山断裂

出现于高松矿田中部，走向长大于 6 千米，倾斜延伸大于 800 米，破碎带宽 6--30 米，倾向北东，倾角 70--83 度，该断裂明显错断北东向断裂。在其深部矿化渐强，局部有锡矿体(如 132 矿体)赋存。起导矿及容矿作用。并与芦塘坝断裂、131 断裂及北东向转东西向层间剥离滑动构造，联合控制着锡矿体的分布。



### (3) 131 断裂

为一隐伏性含矿断裂，走向近东西，向北倾，长度大于 2 千米，倾斜延伸大于 300 米，宽 0.1 至 10 米不等，角砾大小不一，其间充填含矿粘土和铁泥质，蚀变矿化明显，断续含矿，1720 中段以下更明显，区内最大的脉状锡矿体 131、131-1、131-2 号即产于其中。

### (二) 北东走向断裂

以芦塘坝断裂为主干构造并派生一系列次级断裂和裂隙，如一号断裂等。是导矿、容矿断裂，控制着矿体的产出。

#### (1) 芦塘坝断裂

斜穿高松矿田中部，呈北 35--45 度东走向，向北西倾斜，宽 10 余米，局部达 50--60 米，在与成矿有利层位交切部位往往产出层脉相交的矿体。

#### (2) 一号断裂

位于芦塘坝断裂北西侧上盘，为芦塘坝断裂派生分支的一隐伏断裂，平面上自北



向南与芦塘坝断裂逐渐相交，剖面上自上而下与芦塘坝断裂逐渐分开呈“入”字型。呈北 25—35 度东走向，倾向北西，倾角 45—80 度，走向长大于 2 千米，倾斜延伸大于 500 米，破碎带宽 0.2—10 米。该断裂与芦塘坝断裂一起控制着芦塘坝矿群的大部份矿体，是一个断裂构造与有利层位联合控矿的典型。

### （三）北西走向断裂

主要有大箐东断裂，该断裂分布在矿田中部，走向长 2—3 千米，破碎带宽 5—10 米，局部达 30 米，呈北 40—50 度西走向，北东倾斜，倾角 66—88 度，角砾岩带明显。同时可见碎斑岩及碎粒岩，地表具弱赤铁矿化。该断裂往南东其走向渐变为东西向，向下含矿性逐渐加强。

#### （1）矿床类型

矿床类型为锡石硫化物矿床，已氧化为氧化矿。矿体含锡较富，锡品位一般可达 1—2%，并伴生银、铜、铅等有用元素。

#### （2）矿体特征

##### （一）陡倾斜脉状矿体

该类型矿体是成矿热液沿北东向和近东西向的断裂破碎带充填交代而形成的，矿体产状较陡，倾角一般 60—85 度，走向长数十米至数百米，倾斜延深数十米至数百米，厚 0.5—20 米不等；矿体在断裂带中呈大小不等的脉状、透镜状或串珠状产出；矿石以土状、土块状赤褐铁矿为主。

##### （二）缓倾斜似层状矿体

该类型矿体主要分布在北东向芦塘坝断裂的上盘、麒麟山断裂与 131 断裂夹持带以及 131 断裂上盘旁侧的 T2g16 地层层位中，少数产于 T2g15 层位。受主断裂旁侧的次级层间剥离或层间破碎带控制，矿体呈平行多层状叠瓦式产出，产状与地层基本一致，走向近东西向或北西西向，倾角较缓，一般 1—30 度，呈似层状、层状、透镜状、长条状等形态。矿层数较多，一般有 3—5 层，最多可达 9 层；矿体规模较大，长数十米至数百米，宽为 100—200 米。

层状矿体产状与地层产状一致，其倾角随地层倾角变化而变化，一般为 10—20 度，部分矿体倾角可变缓为 0 度或变陡达 33 度。矿体一般规则完整，其顶、底板围



岩均为大理岩或灰质白云岩，较完整稳固，一般不易发生垮塌。

脉状矿体产状较陡，倾角可达 62—85 度，其顶、底板围岩岩石结构松散破碎，节理、裂隙发育，抗压强度较低，稳固性较差，尤其是矿体与断裂破碎带相交时，稳固性更差，经人工开挖或遇水时极易垮塌，因此在这些部位进行坑道施工时，需进行支护，才能保证安全生产。

区内矿体均赋存于三叠系中统个旧组碳酸盐岩类工程地质岩组中，该岩组厚度巨大，其岩性主要由厚层状白云岩、灰质白云岩与白云质灰岩、灰岩等组成，局部可夹薄层状含泥质灰岩。该类岩石大部分已变质为细晶~微晶大理岩，呈致密块状，完整坚固，抗风化力强，岩石比重在 2.73-2.88 之间，抗压强度一般在 34.5-66MPa 范围内，属坚硬~半坚硬岩组，岩石稳固性较好，在此岩组中开拓的巷道、硐室，除局部风化破碎的泥质灰岩岩层外，一般不需支护。

生产区内的矿石是金属硫化物矿石经长期氧化作用形成的氧化矿石，故常见者多为次生构造，仅少量可见原生构造。

## 3.2 矿床开采技术条件

### 3.2.1 矿岩的物理力学性质及其它

矿石（氧化矿石）的物理力学性质经测定：矿石体重平均为 2.355 吨 / 立方米，松散系数 1.63，湿度 14.662%，安息角  $36^{\circ} 20'$  --  $42^{\circ} 35'$ ，摩擦角  $35^{\circ} 50'$ ，矿石块度一般都小于 10 厘米。

### 3.2.2 矿石中的矿物组成及化学成分：

#### （一）化学成分

氧化矿石中，矿石化学成分主要以氧化铁为主，约占 40—70%；其次是碳酸铅，少量为氧化钙，二氧化硅等。

#### （二）主要有益组分

氧化矿石中主要有益组分为锡，锡基本是以锡石出现，含锡品位一般 0.25%—6.0%，有时高达 10.140% 以上的富矿石。





### (三) 伴生有益组分

矿石中伴生的有益组分主要为银、铟。银分布较普遍，平均含量 10.058g/t，铟分布也较普遍，平均含量约 0.0010 %。可在冶炼时综合回收利用。

### (四) 有害组分

砷为矿石中的有害组分，平均含量 0.360%，可在矿石选、冶过程中予以除去。

经检查测量，该地段伽玛放射强度均属正常，其强度在 8.7-20 伽玛之间，均低于 30.0 伽玛，未发现伽玛异常，仅局部点状最大值为 43.3 伽玛。若按此计算，坑下日照射剂量约为 0.001 伦琴 / 日，仅是最大允许照射剂量 0.05 伦琴 / 日的五十分之一，因此，该区内的岩、矿石放射线对环境及人体不会产生危害。

氡子体和粉尘对人体易造成危害，但坑内通风和防尘条件的改善，能减低其危害程度，据 2003 年对该区坑内测定的资料显示，氡气浓度为 1.84KBq/m<sup>3</sup>，低于国家标准 (3.7 KBq/m<sup>3</sup>)；氡子体浓度为 3.4 μ J/ m<sup>3</sup>，低于国家标准 (6.4 μ J/ m<sup>3</sup>)；粉尘浓度 0.7mg / m<sup>3</sup>，低于国家标准 (2.00mg / m<sup>3</sup>)。因此在矿床开采过程中还应加强通风防尘工作，改善和提高坑内空气环境质量

根据该区矿体中 13 个工程的氧化矿石分析结果，矿石中的游离二氧化硅含量很低，平均为 0.660%，最高仅为 2.55%，属低硅矿床。

#### 3.2.3 矿石中矿物种类及品位：

矿石中最高品位，最低品位以及平均品位，矿石品位沿走向方向和倾斜方向的分布规律。围岩是否矿化，矿化程度。

由于矿石绝大部分已氧化成氧化矿石，其矿石类型为氧化矿，组成矿石的金属矿物有赤铁矿、褐铁矿、针铁矿，约占 60%-70%；少量矿物为白铅矿、铅矾、砷铅矿、铅铁矾、锡石、硬锰矿、菱锌矿、异极矿、硅锌矿、红锌矿、砷铅锌矿；极少量矿物为水铈石、自然银、辉银矿、铜黝矿、硫锑银矿、孔雀石、白钨矿、铜兰等。在残余硫化矿石中，见有方铅矿、铁闪锌矿、黄铁矿、磁黄铁矿、毒砂、黄铜矿、辉铜矿、辉锑铅矿、水绿矾、黄钾铁矾等。





氧化矿石中褐铁矿

矿石中 useful 金属元素主要为锡，其特征如下：

锡：区内矿石中的锡均以锡石产出，据物相分析资料，锡石锡平均占 98.25%，酸溶锡极少，平均小于 2.0%。锡石多呈粒状集合体嵌布于褐铁矿、铅铁矾等矿物中，粒度较细，粒径大者 0.1mm，小者 0.002mm，一般常为 0.02mm 左右



氧化矿石中的针铁矿、赤铁矿



## 3.3 水文地质

### 3.3.1 矿区水文地质类型

个旧矿区地处红河水系与南盘江（泸江）水系分水岭地带，地表分水岭大致呈东西走向从矿区中部通过。区内地势高差悬殊，以松树脚莲花山最高，海拔 2766.4 米，分水岭山脊地带海拔一般在 2000 米以上。南部红河峡谷海拔 150--200 米，北东部蒙自一大屯盆地海拔 1300 米，相差 1150--1100 米，属深切割的中山地形。矿区属亚热带高原型湿润季风气候，地势高差大，气候具垂直差异变化特征。在海拔 2000 米以上的分水岭地带年平均气温 11.5℃，极端气温为-9.5℃和 25.9℃，年平均降雨量 1512.11 毫米，最大为 1815.3 毫米。区内四季不甚分明，但干、雨季节区分明显，每年 5-10 月为降雨季节，降雨量约占全年的 80.3%。

#### (a) 第四系(Q) 孔隙含水层

为棕色粘土，局部夹大理岩、白云岩碎块，厚度 0.5-10 米，局部达 40 余米，主要分布于山坡及岩溶洼地中，渗透系数  $K=0.005\text{--}0.009$  米/日，透水性弱，属透水不含水层。

#### (b) 三叠系中统个旧组(T2g) 岩溶含水层

生产区主要出露马拉格段(T2g2)和卡房段(T2g1)地层，为一套碳酸盐类岩石。总厚度大于 1000 米，岩溶发育，是区内主要透水~含水层。渗透系数  $K=0.0705$  米/秒

#### (c) 燕山期花岗岩( $\gamma 53$ ) 隔水层

矿段内地表无花岗岩出露。在麒麟山断裂南侧 208 线 107 号孔揭露花岗岩埋深达 1400 余米，标高 1200.89 米，岩性为细粒黑云母斑状花岗岩，该层属较好的隔水层。地下水从北、西、南三方向该处汇集，然后向东部流走。

## 3.4 矿床勘探和储量计算

3.4.1 矿床勘探类型、勘探手段、勘探网度，各种勘探工程的质量，对矿体控制的研究程度等进行评述，是否需要补充勘探。

生产勘探是在地质勘探的基础上，为进一步满足矿山生产需要所进行的一系列地



质工作。通过生产勘探要重点查明矿体的变化规律，矿体各种有益、有害组分的含量，开采技术条件，进一步核实矿体的数量等。要达到这些目的就要用堪探工程来实现。

## 1 坑探工程

按一定的网度用坑道直接揭露控制矿体。按工程性质分有平巷、天井、斜井；按工程用途分有沿脉工程（控制矿体的沿延伸长度），穿脉工程（控制矿体的厚度）。

## 2 钻探工程

按一定的网度用钻孔岩心揭露控制矿体。有平钻、上斜钻、下斜钻。目前的钻探技术，在坑内可实现全方位施工。

## 3 勘探工程布置

- （1）网度合理，能最准确圈定矿体；（松矿为  $24 \times 15$ ）
- （2）坑钻结合以坑为主；
- （3）探采结合，探矿工程要为采矿所用

## 4 储量计算工业指标，如表 3.1 所示。

表 3.1 松矿工业指标

项目名称	矿石种类		
边界品位（%）	Sn Cu（硫化铜指标）	0.1%	0.2%
最低工业品位（%）	Sn Cu（硫化铜指标）	0.3%	0.2%
最低可采厚度（m）	Sn Cu	1 米	1 米
夹石剔除厚度（m）	Sn Cu	2 米	2 米

## 5 取样

### （一）取样的目的

确定矿产的质量，质量变化规律，矿产的商业价值。对划分矿石品级，选择采矿方法，贫化损失计算等工作都要靠取样数据确定。其关键问题是样品的代表性。

### （二）取样方法

- （1）拣快法 在矿堆上按  $0.2 \times 0.2$  的网格拣样合并缩分成样
- （2）方格法 在矿体表面在  $0.2 \times 0.2$  的网格交汇点打块合并缩分成样



(3) 打眼法 按一定长度接岩粉缩分成样

(4) 刻槽法 在矿体表面以 10 cm×3cm(宽\*深)的规格开槽缩分成样

## (三) 样品的化学分析

云锡松矿化验室按切乔特公式  $Q=Kd^2$  (Q:样品可靠重量;d 样品颗粒最大直径)的要求及统一加工程序进行加工, K 值采用经验值 0.2. 按烤样、粗碎、中碎、过筛、缩分、细碎、过筛、缩分等工序, 将粒度达到 40 目的样品分成正、付样品, 付样保留, 正样(重 60 克)再经细磨达 160 目后送化验。

氧化矿化验元素: Sn、Pb、Ag

硫化矿化验元素: Sn、Cu、Zn、W、Bi、S

内检: 15%          外检: 5%

6 储量计算方法。

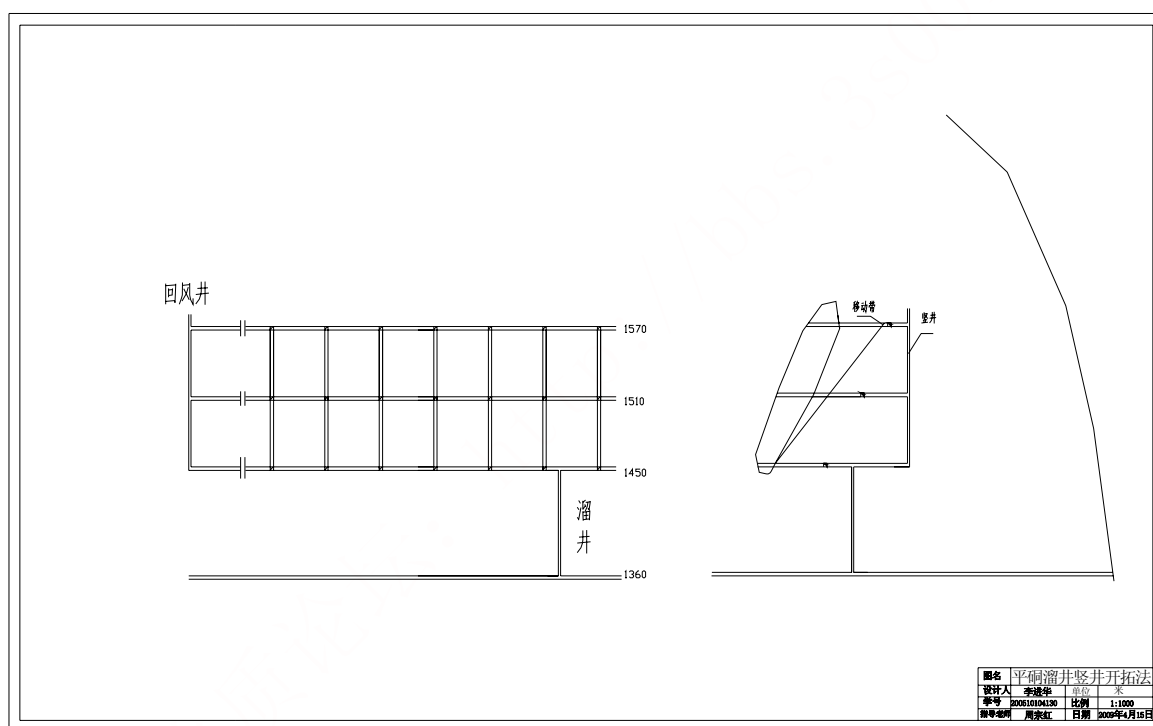
矿体编号	矿 石 类 型	储量级别	矿石量 (t)	品位 (%)	金属量 (t)
1-3#	锡	C		1. 937	46222
	铅	B+C		1. 81	79529
	锡	D		1. 88	62561
	锡	B+C+D		1. 74	39277



## 第四章 矿床开拓

### 4.1 矿山现有开拓情况评述

4.1.1 用开拓系统图扼要说明现用的开拓方法及其选择依据，并做出评价。



### 平硐溜井竖井开拓法

这样布置开拓系统图比起平硐-溜井-斜井布置可以减少开拓工程量，减少费用，使成本大大降低。

4.1.2 矿区开采面积，井田的划分，井田尺寸及其开采深度。

个旧矿区位于云南山字型构造前弧顶端的南东侧，在滇藏歹字型构造、南岭纬向



构造、川滇经向构造复合交汇处。东邻越北古隆起，南有哀牢山古隆起，西为川滇古隆起。在漫长的地质年代里，各构造体系在历次地壳运动中发展、演化，反复交替影响本区。个旧矿区外围古隆起长期上升，区内则长期下降接受沉积，自元古代至三叠纪沉积了厚达二万四千余米的岩层，仅三叠纪中期就沉积了厚 3000 余米的碳酸盐岩，为后期成矿提供了广阔的容矿空间。三叠纪后期，由于印支运动波及区内，使沉降转为隆起，同时伴有基性岩浆活动。中生代末期，燕山运动在区内活动更为强烈，伴随大规模岩浆侵入三叠系岩层中，基性、酸性、碱性岩类均有产出；并产生锡、铜、铅、银等多金属矿床的形成与燕山期花岗岩侵入有直接的成生联系。

矿体为块状矿体，赋存标高为 1450-1820 米，平均厚度为 15 米，倾角 60 度，走向长 500 米，顶底板地层均为大理岩和花岗岩，矿体上部地表无河流湖泊和铁路通过，故可将整个矿体划分为一个井田。

井田开采顺序：

（一）确定开采顺序的原则是东向西，由北向南，自上而下，先富后贫。

由西向东——解决矿体沿走向上的顺序问题。矿体大部分近似东西走向，溜井系统、进风系统布置在西部，回风系统布置在东部，因此应由东向西退采。

由北向南——解决与、沿矿体倾斜方向上的顺序问题，矿体大部分是由北向南倾斜，矿体是倾斜的，在 100 米高的中段内需要分为 2-3 段进行开采，由北向南开采就是先采上段，后采下段，上段超前于下段开采。

自上而下——解决多层叠瓦状矿体同一矿块内的回采顺序问题，先采上层矿体揭帽，再采下层矿体。待充填法引进成功后，这一原则可以打破。

先富后贫——即优先开采富矿的原则。在同一回采顺序中，优先安排富矿开采。待充填法引进成功后，即使不同顺序的富矿也可以优先开采。

根据矿山特有的地形，矿床开拓采用了正规的平硐、溜井—辅助盲竖井（或盲斜井）联合开拓方式，按高程分别设置三个竖井；建立了 1360 中段主要运输枢纽，采用 PLC 信号控制系统实施运输，矿石经溜井下放到 1360 中段，经铁道运输到选厂处理。

4.1.3 矿山企业组成，原有生产能力，工作制度等。





年连续工作制工作日为 330 天；间断工作年工作日为 340 天。

大中型矿山昼夜三班，每班 8 小时，小型矿山可用三班制或两班制，每班 8 小时，每周每人工作五天。当游离二氧化碳含量超过 10%，或涌水量大，高温作业的矿山，工作面的工作时间采用 6 小时。

## 4.2 矿山设计年产量的校核

### 4.2.1 按合理开采顺序同时回采矿块数验证矿石年产量

$$A=A_1+A_2+A_3 \quad \text{t/a;} \quad (4-1)$$

式中：A—矿石年产量，t/a；

$A_1$ —从矿房中采出的矿石量 t/a；

$A_2$ —从矿柱中采出的矿石量 t/a；

$A_3$ —副产矿石量，t/a。

#### (1) 矿房中采出的矿石量

$$A_1=qNt, \quad \text{t/a} \quad (4-2)$$

式中：q——矿房昼夜生产能力，200t/d；

N——允许同时回采的矿房数（采场），2 个；

T——年工作日，330 天；

$$A_1=qNt=200 \times 2 \times 330=132000 \text{ t/a}$$

N 值计算：

划分矿房矿柱回采时：

$$N=\frac{mL}{l(l+k)} \quad (4-3)$$

式中：L——生产阶段矿体的总长度，500m；

m——生产阶段矿体总长度或总面积的利用系数，一般为 80~90%，取 85%；

l——矿房长度，50m；

k——备用采场和采准采场与回采场的关系系数；



$$N = \frac{mL}{l(1+k)} = \frac{0.85 \times 500}{50 \times (1+1/0.25)} = 1.7 \text{ 个, 取 2 个}$$

(2) 矿柱中采出的矿石量

$$A_2 = 24750 \text{ t/a}$$

(3) 副产矿石量

$$A_3 = 132000 \times 8.95\% = 11814 \text{ t/a}$$

$$A = A_1 + A_2 + A_3 = 132000 + 24750 + 11814 = 168564 \text{ t/a}$$

$A = 168564 > 5$  万吨/年符合生产要求;

#### 4.2.2 按矿床开采年下降深度验证矿石年产量

$$A = \frac{VS\gamma\alpha}{1-\beta} K_1 K_2 E \quad \text{t/a} \quad (4-4)$$

式中:  $V$ ——开采工作年下降深度(指年平均下降的垂直距离, 包括矿房、矿柱),

20 m/a;

$S$ ——矿体水平面积, 2069.6164 m<sup>2</sup>;

$\gamma$ ——矿石体重, 2.355 t/m<sup>3</sup>;

$\alpha$ ——工业矿石总回收率。(包括采准、矿房、矿柱), 92.61%;

$\beta$ ——工业矿石总贫化率。(包括采准、矿房、矿柱), 12.4%;

$K_1$ ——矿体倾角修正系数, 查采矿设计手册选取 0.8;

$K_2$ ——矿体厚度修正系数, 查采矿设计手册选取 0.9;

$E$ ——地质影响系数, 0.7~1.0, 取 0.8;

$$A = \frac{VS\gamma\alpha}{1-\beta} K_1 K_2 E = \frac{20 \times 2069.6164 \times 2.355 \times 0.9261 \times 0.8 \times 0.9 \times 0.8}{1-0.124} = 59359.17 \text{ t/a}$$

$A = 59359.17 > 5$  万吨/年, 符合生产要求;

#### 4.2.3 按经济合理矿山服务年限验证矿石年产量

$$A = \frac{Q\alpha}{T(1-\beta)} = \text{t/a} \quad (4-5)$$





# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

式中：Q——矿床工业储量， $2069.6164 \times 300 \times 2.355 = 1462186.5 \text{ t}$ ；

T——经济合理的矿山服务年限，年。

$$A = \frac{Q\alpha}{T(1-\beta)} = \frac{1462186.5 \times 0.9261}{30 \times (1-0.124)} = 51527.05 \text{ t/a} > 5 \text{ 万吨/年，符合生产要求；}$$

经过以上三种方法的验证生产能力均符合矿房的生产要求。

## 4.3 矿山服务年限

矿山实际服务年限

$$T = t_1 + t_2 + t_3 = 5 + 22 + 3 = 30 \text{ 年}$$

式中： $t_1$ ——矿山投产到达年限，年；

$t_2$ ——矿山达产持续年限，年；

$t_3$ ——矿山末期减产至闭矿年限，年。

计算矿山的 service 年限：

$$T = t_2 + \frac{1}{2}(t_1 + t_3) = 22 + \frac{1}{2}(5 + 3) = 26 \text{ 年}$$

## 4.4 阶段高度的确定

4.4.1 根据采矿的技术条件，矿山现状和拟用的采矿方法等因素，选择阶段高度。

阶段高度为 60m；

4.4.2 根据设计高度，算出各阶段的标高。

各阶段的标高依次为 1450、1510、1570 等。

## 4.5 开拓方法的选择

4.5.1 方案初选：

根据矿床埋藏条件及矿体所在地区的地质条件，结合该矿几十年的生产管理经验 and 实际情况，初步选取以下方案：①平硐、溜井—辅助盲竖井；②平硐、溜井—辅助



盲斜井；③平硐—斜坡道开拓方案。现在此矿山生产所用的矿床开拓采用了正规的平硐开拓方式，按高程分别设置三个竖井；建立了 1360 中段主要运输枢纽，采用 PLC 信号控制系统实施运输，矿石经溜井下放到 1360 中段，经铁道运输到选厂处理。

在全面分析矿山资料、实地参观和考虑矿山现有开拓系统的基础上，结合开拓方案选择的基本原则——技术上可行、经济上合理、安全、可靠。并与矿山总体布置、提升、运输、通风、排水、供电等系统想结合，且应符合国家颁布的有关技术经济指标。

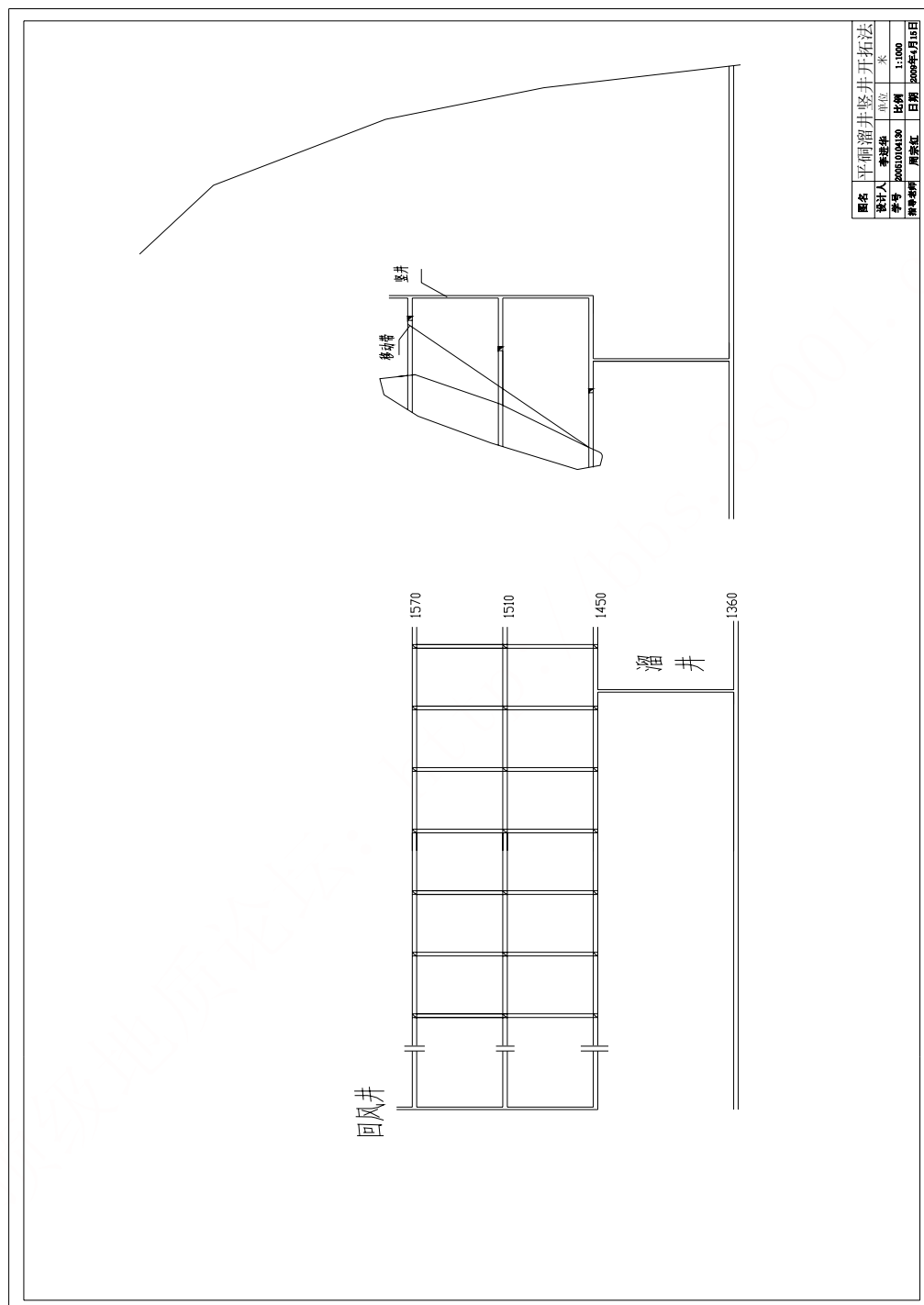
在给定的矿山生产能力条件下综合分析，选定的开拓方案是主平硐—盲竖井联合开拓联合开拓法和主平硐—盲斜井联合开拓法；

## 方案一 主平硐-溜井—盲竖井联合开拓方案

### 1 开拓系统概况

矿体赋存在 1450-1570 之间，埋藏深度有 120 米。埋藏深度不算太大。根据地质平面图上矿体周围的地形情况和地面条件打一个主平硐，根据矿山现在的开采条件和所使用的采矿方法，我们所打的平硐在生产中也只是起到辅助作用。主要是运输废石，材料和人员，另外还可以作为通风之用。在选择平硐的位置时，我们应该要考虑的是平硐口周围的地形，我们要在平硐口布置主要工业场地，包括全矿所需大宗材料、设备和上下班人员等均从该坑口入坑，也是矿石、石渣出坑的地方。工业场地及附近设置有维修中心、候车排班室、坑木加工间、备品备件库、水泥仓库、材料堆场、砂石堆场、值班房及主调车场等，以满足矿山生产的需要。另外平硐口至少要满足我们布置坑口级的行政设施（包括生活设施）和部分工业设施等的条件。

通过对矿体赋存条件的反复分析，结合各中段首采矿体的初步确定，中段高度选择 60 米是合理的，在每一个中段中又分为 1 个分段。自上而下设 1510 中段，1450 中段两个中段。



# 平硐溜井竖井开拓法



盲竖井布置在矿体西侧，并且在移动角范围线以外。竖井主要用来提升材料、设备和人员，也可以提升废石。另外在矿体东北侧布置一个总回风井。

## 2 通风系统

高松矿田大马芦矿段的矿体由于处于深部开采，通风主要采用机械强制多级机站压抽混合式通风，在此我们可以采用湖南湘潭平安电气集团公司生产的 2BKJ 型对旋式轴流风机，该机具有结构紧凑、噪声小、风压高、高效应用范围宽等特点。通风方式采用压入式加抽出式，在各采掘作业面则采用局扇风机通风。

新鲜风流从 1360 中段的进风井进入，然后再由人行井把新鲜风流引入 1450 中段和 1510 中段，通风用风管直径 200mm 的风筒送至采掘面。又由各中段运输巷道进入脉外运输巷道，经人行井和电耙道进入采掘作业面，洗刷工作面后污风由采场间柱内的回风巷道经人行回风井抽出到 1720 中段，再抽出 1720 中段即排出地表面。这样就形成了一个完整的通风系统。

## 3 运输，提升系统

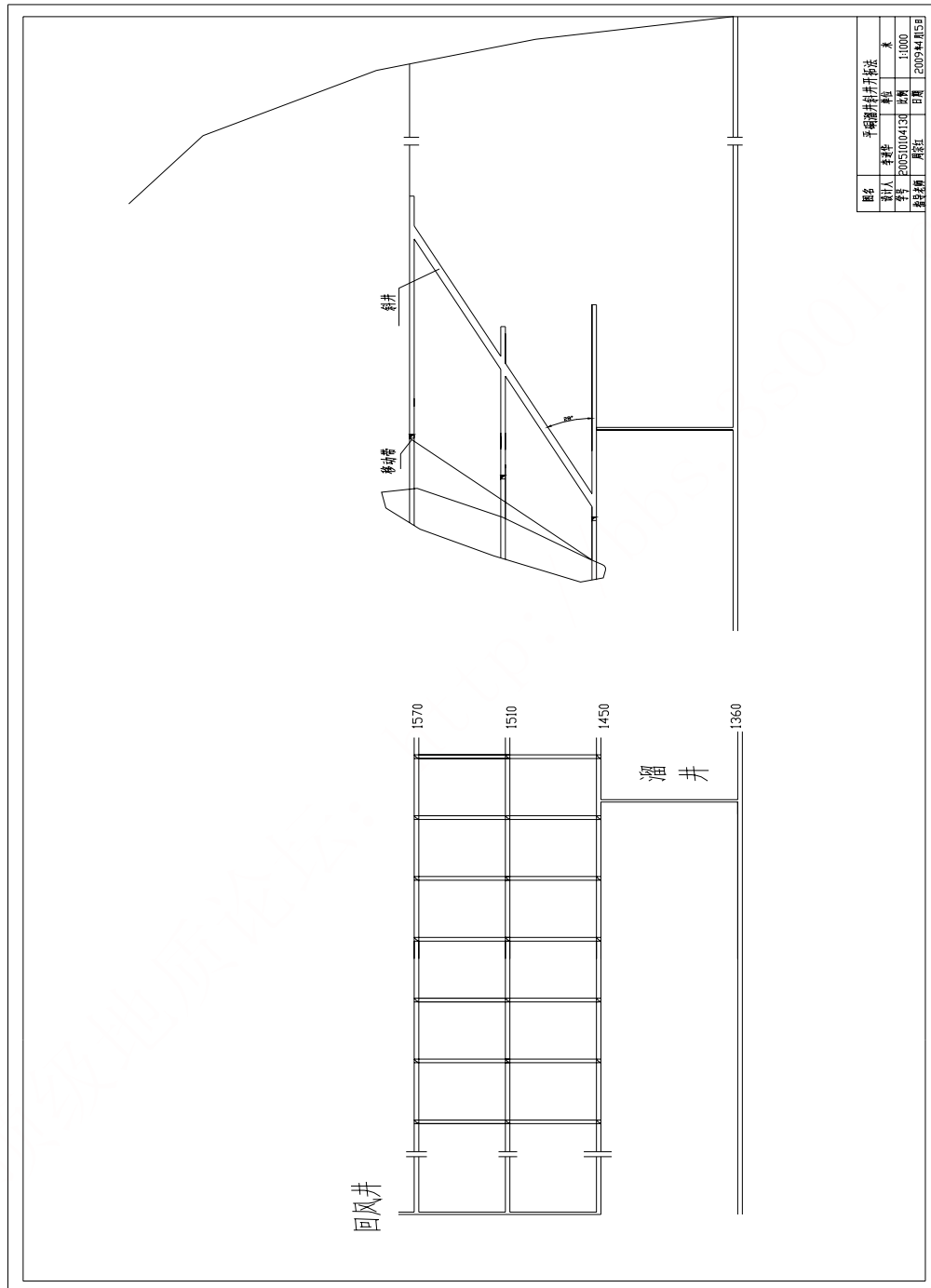
采用 600mm 轨距，轨型为 24 kg/m 的轨道，主运输平巷为 24 kg/m 轨道。电机车、侧卸式矿车有轨运输，曲轨卸矿，运输信号控制采用可编程序（PLC）、数字模拟。牵引机车为 ZK3/250 型架线式电机车，宽度为 1250 mm，高度为 1550 mm。矿车为 YCC2.0-6 侧卸式矿车，宽度为 1250 mm，高度为 1300 mm。平巷乘人车为 PRC-12 型。盲竖井使用 JKM1.8×4B 型竖井提升机，可以提升材料、设备和人员。

各中段的矿渣通过溜井下放到主运输平巷，用 3 吨电机车牵引 2.0 米<sup>3</sup>侧卸式矿车运输道主溜井，最后就下放到 1360 中段；材料、设备通过竖井、人员经乘人车送达各生产作业区域或者通过各中段平巷人车到达各生产作业区域。

### 方案二 主平硐—溜井—盲斜井联合开拓方案

#### 1 开拓系统概况

矿体赋存在 1450-1570 之间，埋藏深度有 120 米。埋藏深度不算太大。根据地质



平硐溜井斜井开拓法



平面图上矿体周围的地形情况和地面条件打一个主平硐，根据矿山现在的开采条件和所使用的采矿方法，我们所打的平硐在生产中也只是起到辅助作用。主要是运输废石，材料和人员，另外还可以作为通风之用。在选择平硐的位置时，我们应该要考虑的是平硐口周围的地形，我们要在平硐口布置主要工业场地，包括全矿所需大量材料、设备和上下班人员等均从该坑口入坑，也是矿石、石渣出坑的地方。工业场地及附近设置有维修中心、候车排班室、坑木加工间、备品备件库、水泥仓库、材料堆场、砂石堆场、值班房及主调车场等，以满足矿山生产的需要。另外平硐口至少要满足我们布置坑口级的行政设施（包括生活设施）和部分工业设施等的条件。

通过对矿体赋存条件的反复分析，结合各中段首采矿体的初步确定，中段高度选择 60 米是合理的，在每一个中段中又分为 1 个分段。自上而下设 1510 中段，1450 中段两个中段。

## 2 通风系统

高松矿田大马芦矿段的矿体由于处于深部开采，通风主要采用机械强制多级机站压抽混合式通风，在此我们可以采用湖南湘潭平安电气集团公司生产的 2BKJ 型对旋式轴流风机，该机具有结构紧凑、噪声小、风压高、高效应用范围宽等特点。通风方式采用压入式加抽出式，在各采掘作业面则采用局扇风机通风。

新鲜风流从 1360 中段的进风井进入，然后再由人行井把新鲜风流引入 1450 中段和 1510 中段，通风用风管直径 200mm 的风筒送至采掘面。又由各中段运输巷道进入脉外运输巷道，经人行井和电耙道进入采掘作业面，洗刷工作面后污风由采场间柱内的回风巷道经人行回风井抽出到 1720 中段，再抽出 1720 中段即排出地表面。这样就形成了一个完整的通风系统。

## 3 运输，提升系统

采用 600mm 轨距，轨型为 24 kg/m 的轨道，主运输平巷为 24 kg/m 轨道。电机车、侧卸式矿车有轨运输，曲轨卸矿，运输信号控制采用可编程序（PLC）、数字模拟，。牵引机车为 ZK3/250 型架线式电机车，宽度为 1250 mm，高度为 1550 mm。矿车为 YCC2.0-6 侧卸式矿车，宽度为 1250 mm，高度为 1300 mm。平巷乘人车为 PRC-12 型。盲竖井使用 JKM1.8×4B 型竖井提升机，可以提升材料、设备和人员。



各中段的矿渣通过溜井下放到主运输平巷，用 3 吨电机车牵引  $2.0 \text{ m}^3$  侧卸式矿车运输道主溜井，最后就下放到 1360 中段；材料、设备通过竖井、人员经乘人车送达各生产作业区域或者通过各中段平巷人车到达各生产作业区域。

综上所述，斜井的长度要比竖井的长度长 130m，这样基建费用无形中就增加了很多，投产和达产时间比用竖井慢了很多，所以我觉得才用主平硐，溜井——盲竖井联合开拓方案

## 4.5.2 方案的初步分析比较



表 4.1 基建投资比较表

序号	工程项目	主平硐溜井盲竖井联合开 拓法			主平硐溜井盲斜井联合开 拓法		
		工程量 m 或 m <sup>3</sup>	单 价 (元)	基建投 资 (万元)	工程量 m 或 m <sup>3</sup>	单 价 (元)	基建投 资 (万元)
一	开拓工程						
1	副井	480 m <sup>3</sup>	300	144000	844 m <sup>3</sup>	300	253125
2	主溜矿井	480 m <sup>3</sup>	300	144000	360 m <sup>3</sup>	300	108000
3	井底车场	540 m <sup>3</sup>	250	135000	540 m <sup>3</sup>	250	135000
4	石门	630 m <sup>3</sup>	250	157500	630 m <sup>3</sup>	250	157500
5	硐室	1460 m <sup>3</sup>	250	365000	1460 m <sup>3</sup>	250	365000
	小计			945500			1018625
二	采准切割巷道						
1	阶段运输巷道 巷	450	250	488953	450	250	48893
	小计	450		488953	450		488953
	总计			1434453	2852		1507578

从表中可以看出方案 2 要比方案 1 的基建费用多，所以选用方案 1，即开拓方法采用主平硐—溜井—盲竖井联合开拓方案。

## 4.6 开拓井巷设计

### 4.6.1 主要井筒数目

该矿选择的平硐、溜井—盲竖井联合开拓方案，通过 1450 中段进风，在矿体东北侧打总回风井，另外打两通风井 1450 中段一直到 1570 中段，掘进运送矿石的主溜井一条，人行材料竖井一条。由于该矿体处于深部开采，通风主要采用抽出式通风，新





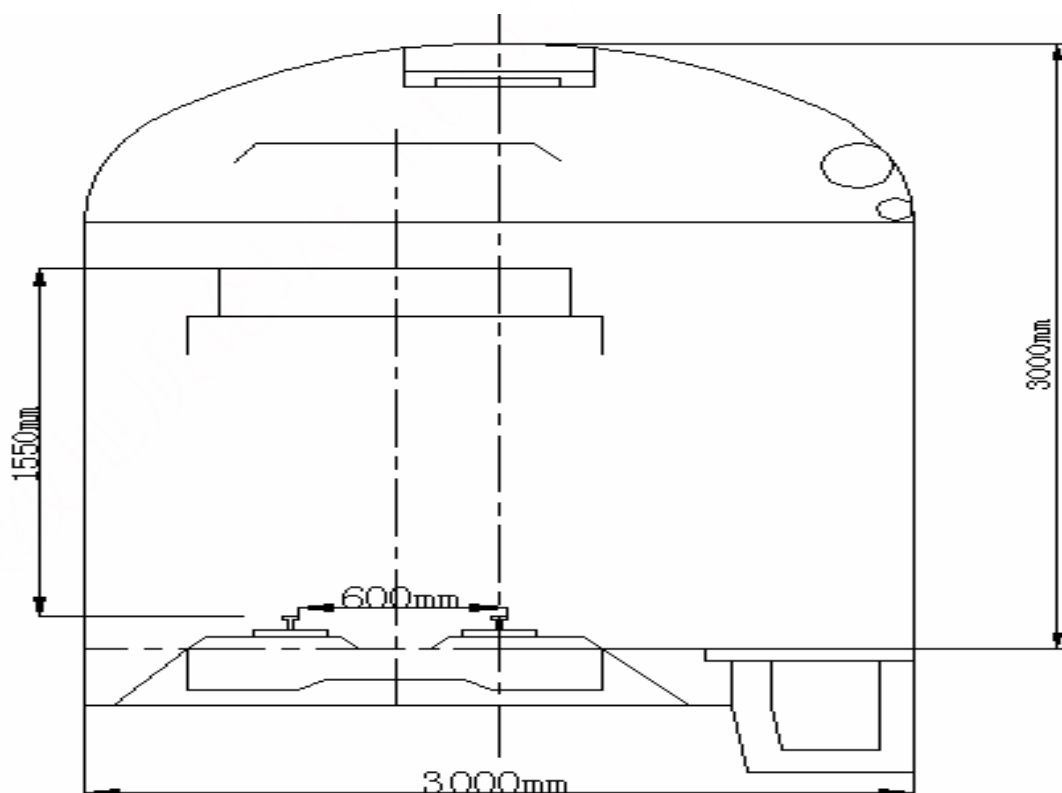
鲜风流由 1450m 中段进风后进入矿体各中段，又由各中段运输巷道进入穿脉运输巷道，经人行井和电耙道进入采掘作业面，洗刷工作面后污风由采场间柱内的回风联道经人行回风井抽出主回风井即排出地表面。

## 4.6.2 主要井筒位置

主要井筒位置应该根据地表地形，岩层情况，安全条件，选厂位置，工业场地及生活区布置，地面运输条件等因素确定，主要井筒的位置参照开拓系统图。

## 4.6.3 主要井巷断面形状及尺寸

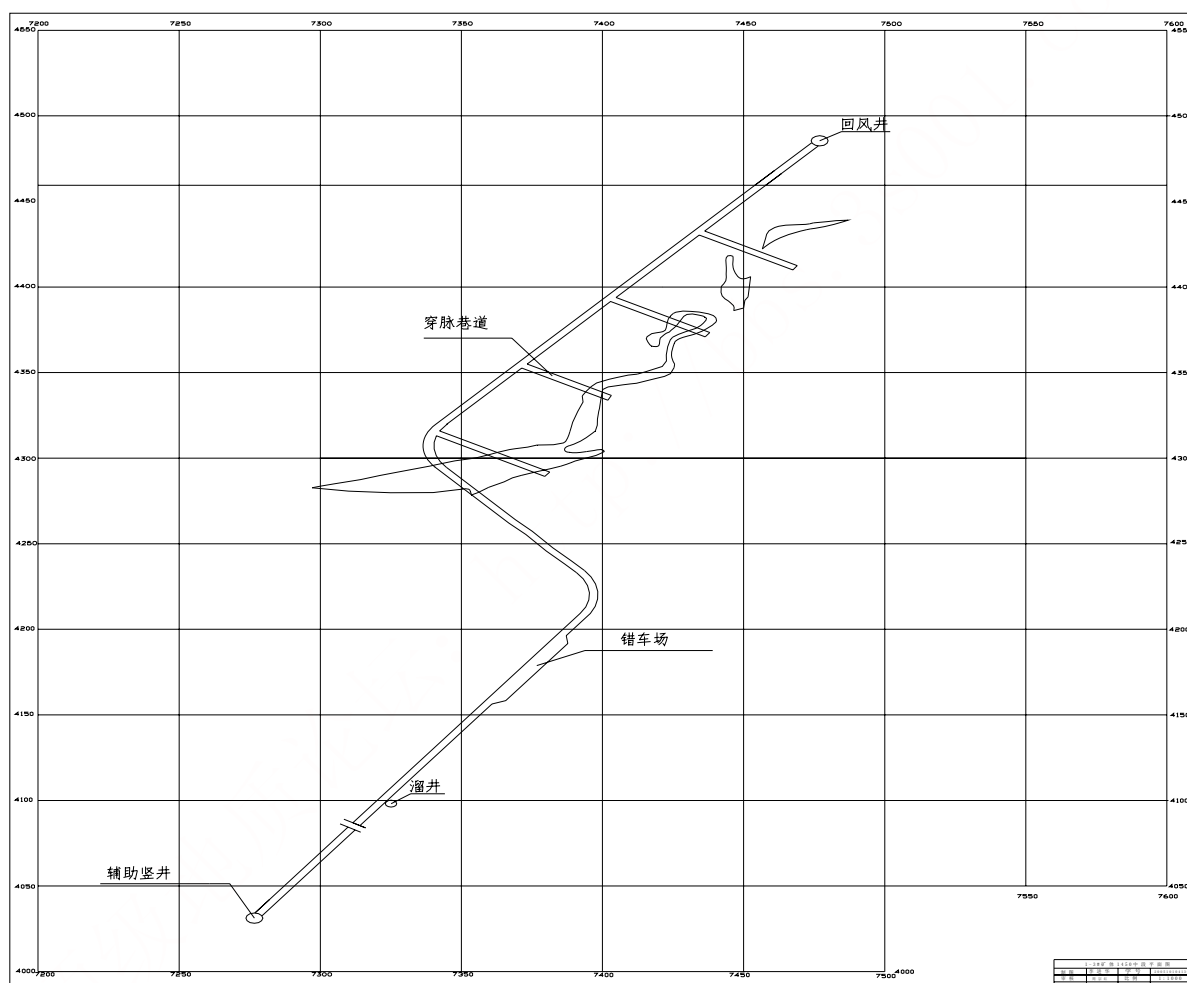
合理的断面形状应该使巷道在围岩压力作用下处于良好的、合理的受力状态，保证巷道的安全和正常使用，断面开挖量及支护材料消耗量最少而且便于施工。因此综合考虑到围岩性质、巷道地压大小及来压方向；巷道用途、服务年限；支架的材料与结构以及巷道断面利用率、施工的难易程度及费用，我们在此选用直墙拱行的三心拱断面。



## 4.6.4 阶段运输水平的布置



根据运输水平年运输量、同时运行的机车数、矿床开采技术条件和采矿方法，阶段运输水平的布置采用沿脉布置方式，同时辅以穿脉通达矿体，采用穿脉装矿、沿脉运输和沿脉装矿运输相结合的方式，各个中段平面的阶段运输水平坡度均选择 3%，坡度为 3%。对所指定阶段的阶段运输方式见阶段运输平面图。



1 - 3 # 矿 体 1 4 5 0 中 段 平 面 图

#### 4.6.5 井底车场型式选择：

合理的井底车场形式和线路结构，是井底车场设计中的首要问题，金属矿山主要考虑到生产能力、提升容器类型、运输设备和调车方式、井筒数量、各种硐室及布置



要求、地面生产系统要求、岩石稳固性以及井筒与运输巷道的相对位置。因为该矿的生产能力在 10 万吨以下，所以可以采用尽头式车场。

#### 4.6.6 硐室工程

本中段共设坑内炸药库一个，变电硐室一个，电机车库一个，机修硐室一个。硐室尺寸根据设备的断面尺寸、人行、安全等因素确定为  $4\text{m} \times 3\text{m}$ 。在 1570m 中段掘进储水仓，作 1450-1570m 中段供水用。

表 4.2 硐室尺寸及位置

中段	项目	断面 ( $\text{m}^2$ )	长度 (m)	体积 ( $\text{m}^3$ )
1450	坑内炸药库	22	8	176
	变电硐室	22	6	132
	电机车库	22	10	220
	机修硐室	22	6	132
1570	储水仓			800

##### 一 炸药库型式和位置

1 坑内炸药库有硐室式及壁槽式两种，而冶金矿山多为硐室式。炸药库一般由炸药硐室、雷管硐室、雷管加工、空气预热室、发放处和联络巷道等所组成。

2 硐室式坑内炸药库距井筒、车场、其他硐室及主要风门不得小于 100 米；壁槽式不小于 60 米；硐室式距经常行人的巷道不得小于 25 米；壁槽式不小于 20 米。硐室式距地表不得小于 30 米；壁槽式不小于 15 米。

3 坑内炸药库的位置最好选择在生产水平(中段)的回风侧或回风水平的进风侧，并使其具有独立的回风系统。

4 坑内炸药库必须用不小于  $4\text{米}^2$  断面的巷道与主巷道相通，联接巷道应拐三个直角弯，其拐弯处顺冲击波方向延长 2 米，成为尽头式巷道。

5 坑内炸药库应有两个出口。

##### 二 硐室规格



- 1 每个硐室存放炸药量不得超过两吨。
- 2 按目前国内炸药箱规格，采用直接在木垫板上堆放方式，堆高不得超过 1.6 米；每边长度不宜超过 5 米。
- 3 药箱与硐室壁间应留 0.4 米以上的间隙，箱堆之间应留 0.6 米以上的安全通道。
- 4 按国内雷管种类和雷管箱的规格，考虑一部分放在木格架上，以便提取。其余在木垫板上堆放。雷管架上层格板距地面高度不超过 1.5 米，雷管箱堆高不超过 1.2 米。雷管硐室应设密铁丝网门。
- 5 火雷管加工室内要有便于切断 3 米长导火线的带凸缘的加工台。且应留有放导火线卷线筒的地方，经加工后的雷管放在格架上。
- 6 炸药库采用喷射混凝土支护。
- 7 炸药库硐室、雷管硐室铺设 100 毫米厚的混凝土地板，其余硐室和联络巷道均用混凝土铺平。
- 8 炸药、导火线和雷管不直接放在地面上。存放雷管的垫板面上并铺以胶皮。
- 9 凡存放雷管的地方，如加工室等，均需在混凝土地面上铺设一层胶板或木板，使地面具有一定的弹性。
- 10 在连接巷道一侧设排水沟，以 3~5% 的坡度与库外的排水沟相接，断面为 200 × 100 毫米。

### 三 防潮

解决坑内炸药库防潮问题，目前普遍采用两种方法：

- 1 采用送热风防潮的方法，即用风机将空气送入电炉加热后，通过风筒送入爆破材料硐室门口，提高空气温度，降低相对湿度，此种方法安全可靠，防潮效果好。
- 2 当炸药库内相对湿度超过 75% 的情况下，应采取空气预热措施。送入硐室内的热风，温度不超过 40℃。
- 3 电加热采用断续工作的方法，使库内混合后的空气温度不低于 18℃，也不高于 30℃。
- 4 电加热的功率确定如下：
  - (1) 库容量为 1 吨的爆破材料库，采用 SRK<sub>2</sub> 型，4 千瓦的加热器；



(2) 库容量为 2~4 吨的爆破材料库，采用 8 千瓦的加热器；

(3) 库容量为 6~8 吨的爆破材料库，采用 10 千瓦的加热器；

以上均配以相应的风机，电加热器，风机启动器，均安装于空气预热室内。

## 四 消防

1 在通向存药硐室的连通巷道的起点处应设置防火门，并铺消防水管到防火门口。

2 库内配备泡沫灭火器、水桶，输水胶管等防火器材，并要定期检查。

## 五 库内搬运

1 在进车巷道和卸药巷道中铺设轨道，并与外部巷道接轨。

2 卸药巷道宽度：2 吨以上的为 2.8 米；1 吨的为 2.4 米，其中设卸药站台。

3 库内采用木结构的胶轮车运搬。

## 六 供电和照明

1 电加热器和风机的电源由附近的采区变电所或配电点用铠装电缆引来。电压为交流 380 伏，容量为 15~20 千瓦。

2 电加热器和风机的工作和停车要求是同时的。

## 4.7 矿山井巷基建工程量和进度计划



表 4.3 矿山井巷基建工程量和进度计划

工 程 项 目	断面 形状 规格 (m <sup>2</sup> )	支 护 形 式	工程量			掘进 速度 (m/ 月)	所 需 时 间 (M)	基建时间 (月)					
			长 度 (m)	体 积 (m <sup>3</sup> )	其 中 矿 石 (m <sup>3</sup> )			1	2	3	4	5	6
副井	Φ4	混凝土	210	840		300	0.7	—					
风井	Φ4	混凝土	210	840		300	0.7	—					
溜井	Φ4	混凝土	210	840		250	0.8		—				
石门	3×3	混凝土	45	405		250	0.18			—			
错车场	5×3	混凝土	60	900		250	0.24			—			
硐室	3×3	混凝土	50	450	9007.8	250	0.2			—			
合计			785										



## 第五章 采矿方法（专题）

### 5.1 矿床开采技术条件

该矿体走向长度 500m, 下盘是花岗岩和矽卡岩,  $f=6-8$ , 属中等稳固。矿体底板为花岗岩, 不稳固至极稳固,  $f=4\sim 15$ 。矿石为氧化矿,  $f=2\sim 6$ , 稳固性稍差。矿体赋存标高为 1430~1870 m, 矿体厚度在 2-18 m, 厚度变化较大, 矿体倾角在  $60\sim 85^\circ$

区内矿体均赋存于三叠系中统个旧组碳酸盐岩类工程地质岩组中, 该岩组厚度巨大, 其岩性主要由厚层状白云岩、灰质白云岩与白云质灰岩、灰岩等组成, 局部可夹薄层状含泥质灰岩。该类岩石大部分已变质为细晶~微晶大理岩, 呈致密块状, 完整坚固, 抗风化力强, 岩石比重在 2.73-2.88 之间, 抗压强度一般在 34.5-66MPa 范围内, 属坚硬~半坚硬岩组, 岩石稳固性较好, 在此岩组中开拓的巷道、硐室, 除局部风化破碎的泥质灰岩岩层外, 一般不需支护。

氧化矿石中, 矿石化学成分主要以氧化铁为主, 约占 40--70%; 其次是碳酸铅, 少量为氧化钙, 二氧化硅等。矿床类型为锡石硫化物矿床, 已氧化为氧化矿。矿体含锡较富,

### 5.2 矿山现用采矿方法

矿山现用采矿方法为空场采矿法、留矿采矿法、有底柱分段崩落采矿法和大直径深孔合采连续采矿法。

空场采矿法中的用到的是全面采矿法, 房柱采矿法, 超前切顶、护顶空场法, 分段采矿法, 爆力运矿采矿法, 阶段矿房采矿法。空场法的特征是: 矿块分两步回采, 先采矿房, 后采矿柱; 矿房回采过程中逐渐形成的采空区, 主要是依靠围岩自身的稳固性, 以及依靠矿柱或人工支柱来支撑的采矿方法。矿房采完后, 将采空区充填或不充



填，再用其他方法回采矿柱，在极个别情况下有些矿柱不进行回采。适用条件：矿体和围岩中等以上稳固、矿岩接触面较明显、形态现稳定的矿体。空场采矿法是一种高效率、低成本且较安全的采矿方法。

留矿采矿法中的用到的是浅孔留矿采矿法、极薄矿脉留矿采矿法和深孔留矿采矿法。该类采矿方法的特征是：在矿房中自下而上进行回采，将采下的一部分矿石利用自重从矿房中放出，其余矿石暂时留在采矿场内，作为开采上部矿石时的工作平台（采场留矿面至回采作业面的高度为 1.8~2.0m），直到这个矿房的矿量全部采完，再放出留在采场内的全部矿石。适用条件：矿石和围岩中等稳固以上、厚度从极薄至厚的急倾斜矿体，倾角变化小，矿石无氧化、结块和自燃性。

有底柱分段崩落采矿法的特点是斜厚矿体的分段高度一般为 20~30m，倾斜中厚矿体的分段高度一般为 10m。矿体厚度小于 15m，采场一般沿走向布置；厚度大于 15m，采场垂直走向布置。采场长度一般为 30~50m，宽度一般为 10~15m。阶段底柱高度一般为 8~12m，分段底柱高度一般为 5~8m。开采厚大矿体时，一般由底盘到顶盘的顺序回采；当顶盘矿石松散，可采用由顶盘到底盘的回采顺序。适用条件：产状、形态变化不大和不含或少含夹石的矿体。

大直径深孔合采连续采矿法适用于缓倾斜层状、似层状，呈叠瓦状多层产出的矿体，且矿层之间的距离不大，数米至十几米，矿体倾角  $0^{\circ} \sim 30^{\circ}$ 。矿岩不稳至中等以上稳固，但要求顶板岩石中等以上稳固。

## 5.3 采矿方法选择

### 5.3.1 方案初选

根据矿床的地质条件、开采技术条件，拟出技术上可行的采矿方法方案，可用列表法进行初选，如表 5.1 所示。从中淘汰具有明显缺点的方案。





表 5.1 采矿方法初选表

序号	主要的地质及开采技术条件		较合适的采矿方法	排除的采矿方法
	名称	特征		
1	地表允许崩落的可能性	允许崩落	阶段空场法、VCR 法、全面法、留矿法、房柱法。	
2	矿石的稳固性	中等稳固	阶段空场法、VCR 法、全面法、留矿法、房柱法。	
3	围岩的稳固性	中等稳固	阶段空场法、VCR 法、全面法、留矿法、房柱法。	
4	倾角及厚度	倾角 60 度 厚度 15m	阶段空场法、VCR 法、全面法、留矿法、房柱法。	全面法，房柱法，留矿法
5	矿石的品位	含硫化矿品位相对较低	阶段空场法、VCR 法、全面法、留矿法、房柱法。	

### 5.3.2 方案的初步分析比较

平行深孔球状药包落矿阶段矿房法：

#### 1 适用条件

用于急倾斜的厚大矿体或中厚矿体；矿体与围岩接触面规整。否则矿体贫化大；矿体无分层现象，不应有互相交错的节理或穿插破碎带；围岩中稳至稳固，矿石中稳以上。

水平深孔落矿阶段矿房法和垂直深孔分段凿岩阶段矿房法，是我国目前开采稳固



的厚和极厚急倾斜矿体，比较广泛应用的采矿方法。

## 2 采场布置及构成要素

采场沿走向布置，阶段高度为 60m，矿房长度为 50m，宽度 15m，高为 60m。顶柱厚度根据矿石稳定性确定，一般为 6-8m。

## 3 采准工作

当采用平行深孔时，在顶柱下面掘凿岩硐室，硐室长度比矿房长度大 2m，硐室宽度比矿房宽 1m，以便钻凿矿房边孔时留有便于安置钻机的空间，并使周边孔距上下旁围岩有一定的距离，以控制矿石贫化，钻机工作高度一般为 3.9m。为充分利用硐室自身的稳定性，一般硐室墙高 4m，拱顶处全高为 4.5m，形成拱形断面。

为了增强硐室的安全性，可采用管缝式全摩擦锚杆加金属网护顶。锚杆网度为  $1.3 \times 1.3$ ，呈梅花形，锚杆长度 1.8m-2m，锚固力为 68670-78480N。

装运巷道间距一般为 8m，巷道断面为  $3m \times 3m$ ，曲率半径为 6m。

## 4 切割工作

拉底高度一般不少于 6m，可留底柱、混泥土假底柱时或平底结构，留底柱时，在拉底巷道矿房中央向上掘 6m 高，宽约 2m 的上向扇形切割槽，然后自拉底巷道向上打扇形中深孔，沿切割槽逐排爆破，矿石运出后形成，形成漏斗。

## 5 回采工作

（1）钻孔，现今多采用大直径深孔，炮孔直径多为 165mm，炮孔排列有平行深孔和扇形孔两种，在矿房中采用垂直平行深孔有下列优点：能使两侧间柱里面保持垂直平整，为下部回采间柱创造良好条件；容易控制炮孔的偏斜率；炮孔利用率高，矿石破碎较均匀。但凿岩硐室工程量大；而扇形孔所需的凿岩巷道工程量显著减少，一般在回采间柱时可考虑采用。

采用平行深孔的孔网规格  $3m \times 3m$ ，按矿石的爆破性确定，各排平行深孔交错布置或呈梅花形布置，周边孔的孔距适当加密。

### （2）爆破

1）球状药包所用的炸药，必须采用高密度的（ $1.35-1.55g/cm^3$ ）、高爆速（4500-5000m/s）、高威力（以铵油炸药为 100 时，应为 150-200）的炸药。国外 20



世纪 70 年代主要采用高含量 TNT 的浆状炸药，现今发展为乳化油炸药。

## 2) 分层爆破参数的确定

① 选定药包重量。根据球状药包的概念，药包长度不应大于药包直径的 6 倍，如采用耦合装药，则药包直径应与孔径相同，故当药包直径为 165mm 时，长 990mm。经过计算每个药包重 30kg。当采用不耦合装药时，钻孔直径为 165mm，药包直径小于钻孔直径，取药包直径为 150mm，长 900mm，经过计算每个药包 25kg。

② 药包最优埋置深度，指药包中心距自由面的最佳距离根据漏斗试验的应变能系数  $E$  和最佳埋深  $\Delta_0$ ，按公式  $d_0 = \Delta_0 E Q^{1/3}$  计算出最优埋置深度  $d_0$ 。 $\Delta_0$  取 0.47， $E$  取 1.805，所以当  $Q=30\text{kg}$  时， $d_0 = \Delta_0 E Q^{1/3} = 0.47 \times 1.805 \times 30^{1/3} = 2.64\text{m}$ ，同理  $Q=25\text{kg}$  时  $d_0 = 2.48\text{m}$

3) 装药结构及施工顺序，单分层装药结构及施工顺序如下：①测孔；②堵孔底；③装药；④填塞。

4) 起爆网路，采用起爆弹——导爆线——导爆管——导爆线起爆系统，球状药包采用 250g50/50TNT——黑索金铸装起爆弹，中心起爆。

5) 爆破实施。采用当分层爆破时，每分层推进高度约为 3-4m，爆破后顶板平整，一般无浮石和孔间脊部，一般一次可爆破 3-5 层。

## (3) 出矿

出矿设备采用 2DPJ—30 电耙设备，崩落的矿石借重力落到矿房底部，经斗穿溜到电耙道，电耙绞车能力为 30KW，耙斗容积为  $0.3\text{m}^3$ 。外形尺寸为  $1650\text{mm} \times 830\text{mm} \times 775\text{mm}$  重量（不含耙斗）为 1250kg。

## 6 安全技术

(1) 爆破效应的观测，采用大直径球状药包爆破，炸药集中，一次爆破的药量较大为防止矿房及地下工程设施遭到地震波的破坏，必须测定其震动速度，研究其传播规律，以确定一段延时的允许药量、合理的炮孔填塞高度和合理的起爆方案。

(2) 顶层安全厚度的检测。随着爆破分层向上推进，凿岩硐室下面的矿层厚度也逐渐减小，最后留下的顶层呈板梁状态，在经受多次爆破后，顶层受爆破冲击、两侧挤压与矿层自重等交错应力作用，易于冒落，因此顶层应保留一定的安全厚度，使



其能承受上述载荷而不至于自行冒落。按国内外矿山经验，顶层的安全厚度约为 10m。

(3) 爆破气体爆燃和二次二氧化硫爆炸的预防措施。使用大直径球状药包崩矿，国外矿山曾经出现两个潜在的安全问题：一是炮孔爆后气体的爆燃，二是二次硫尘爆炸，所以在工作中应该引起注意。

阶段空场法：

## 1) 矿块布置和结构参数

根据矿体厚度，矿房长轴可沿走向或垂直走向布置。一般矿体厚度小于 15m，矿房沿走向布置；在矿石和围岩极稳固的条件下，这个界限可增大至 20m。

矿房长度根据围岩的稳固性和矿石允许暴露面积决定，一般为 50m，矿房宽度，沿走向布置时，即为矿体水平厚度，垂直走向布置时，应根据矿岩的稳固性决定，一般为 15m-20m。顶柱厚度根据矿石稳固性确定，一般为 6-10m，底柱高度（采用电耙底部结构）为 7-13m。

## 2) 采准工作

采准巷道有：阶段运输巷道、通风人行天井、分段凿岩巷道、电耙巷道、溜井、漏斗颈、和拉底巷道等。

阶段运输巷道一般沿矿体下盘接触线布置，通风人行天井布置在两侧，从此天井掘进分段凿岩巷道和电耙巷道。对于倾斜矿体，分段凿岩巷道靠近下盘，以使炮孔深度相差不大，从而提高凿岩效率，对于极倾斜矿体，分段凿岩巷道应布置在矿体中间。

## 3) 切割工作

切割工作包括拉底，辟漏及开切割槽等。切割槽可布置在矿房中央或是一侧，由于回采工作是垂直的，矿房下部的拉底和辟漏工程，不需在回采之前全部完成，可随工作面推进逐次进行。一般拉底和辟漏超前工作面 1-2 排漏斗的距离。拉底方法一般用浅孔拉底巷道向两侧扩帮，辟漏可以从拉底空间向下或从斗颈中向上开掘。

开掘的切割槽质量，直接影响矿房落矿效果和矿石损失、贫化的大小，开掘切割槽的方法如下：(1) 浅孔拉槽法，此法易于保证切割槽的规格，但效率低，劳动强度大。(2) 垂直深孔拉槽法 (3) 水平深孔拉槽法，这种拉槽方法，由于拉槽宽度较大，爆破夹制性较小，容易保证拉槽质量。此外用深孔落矿效率较高，作业条件较好。

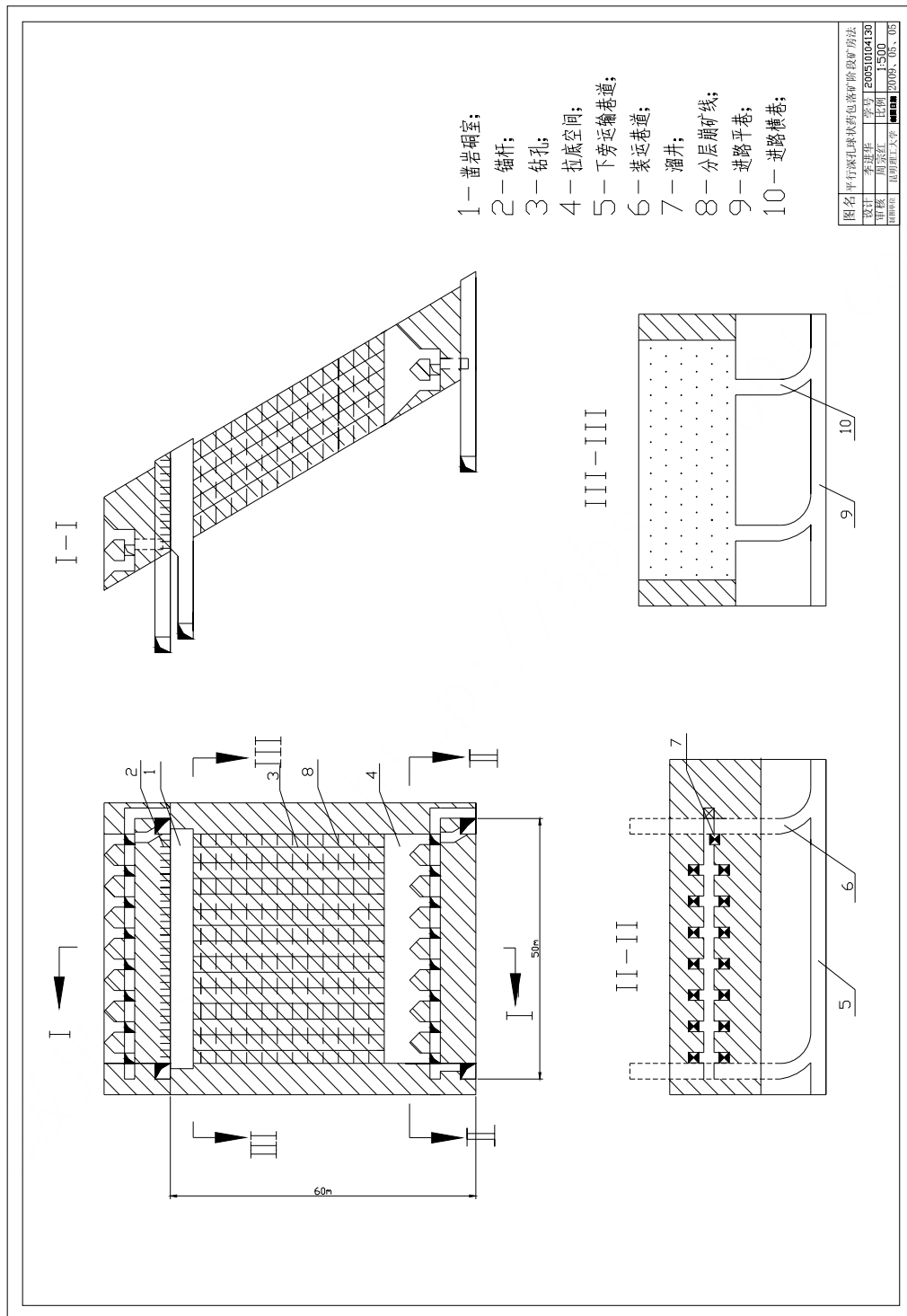


#### 4) 回采工作

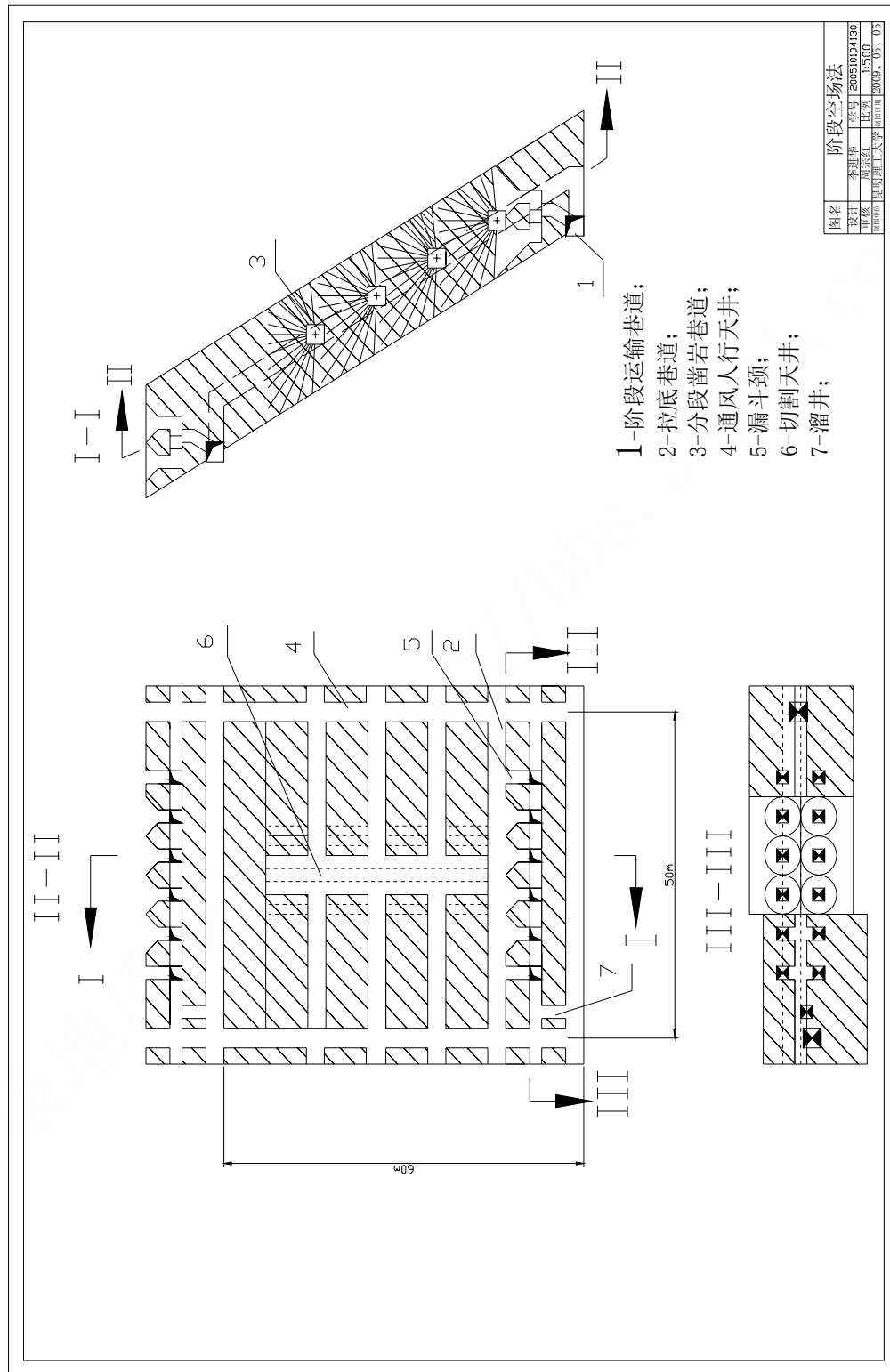
在分段巷道中打上向扇形中深孔（最小抵抗线为 1.5-1.8m）。全部炮孔打完后，每次爆破 3-5 排孔，用秒差或微差雷管或导爆管分段爆破，上下分段保持垂直工作面或上分段超前一排炮孔，以保证上分段爆破作业的安全。

崩落的矿石借重力落到矿房底部，经斗穿溜到电耙道，电耙绞车采用 2DPJ—30，能力为 30KW，耙斗容积为  $0.3\text{m}^3$ 。

#### 5.3.3 方案的综合分析比较



# 平行深孔球状药包落矿阶段矿房法



## 阶段空场法



表 5.2 采矿方法方案技术经济分析比较

序 号	指标名称	垂直深孔球状药包落 矿阶段矿房法	阶段空场法
1	矿块生产能力, t/d	200	200
2	采切比, m/kt	16	19
3	矿石损失率, %	5	5
4	矿石贫化率, %	25	11
6	工业矿石品位	1.788	1.788
7	矿石年产量	1462186.5	1462186.5
8	附产矿石量比	5	12
9	废石量比	12	5

## 5.4 采场构成要素

### 5.4.1 阶段高度

综合考虑到矿体的倾角、厚度、沿走向的长度，矿岩的物理力学性质、采用的开拓方法和采矿方法，阶段开拓、采准、切割和回采时间，阶段矿柱的回采条件，每吨矿石所摊的基建开拓和采准费用，每吨矿石所摊的提升、排水及回采费用，地质勘探和生产要求、矿床勘探类型和矿体形态变化，垂直深孔球状药包阶段矿房法和阶段空场法采用的阶段高度都为 60m。

### 5.4.2 分段\分层高度

垂直深孔球状药包落矿阶段矿房法崩矿分层高度是 3m；阶段空场法的分段高度为 10m。

### 5.4.3 采场布置

根据矿体厚度，矿房可沿走向布置或垂直走向布置；当开采中厚矿体时，矿房沿走向布置。

### 5.4.4 采场长度\宽度





根据选用的垂直深孔球状药包阶段矿房法的方案特点、采场运搬设备、矿岩的稳固性、矿体上盘允许的最大暴露面积确定该采场的长度为 50m，宽度为 15m。

#### 5.4.5 间柱宽度

垂直深孔球状药包落矿阶段矿房法的间柱宽度为 6m。

#### 5.4.6 顶柱厚度

垂直深孔球状药包落矿阶段矿房法顶柱厚度根据矿石稳定性确定，在此取 7m。分段空场法的顶柱厚度为 4m。

#### 5.4.7 底柱高度

垂直深孔球状药包落矿阶段矿房法底柱高度按出矿设备确定，当采用电耙出矿时，取 7m。分段空场法的底柱厚度为 4m。

### 5.5 采准切割工作

#### 5.5.1 采准工作

垂直深孔球状药包落矿阶段矿房法：

当采用垂直平行深孔时，在顶柱下面掘凿岩硐室，硐室长度比矿房长度大 2m，硐室宽度比矿房宽度宽 1m，以便钻凿矿房边孔时留有便于安置钻机的空间，并使周边孔距上、下盘围岩有一定的距离，以控制矿石贫化和保持工作面的平直稳定，钻机高度一般为 3.8m。为充分利用硐室自身的稳定性，一般硐室墙高为 4m，拱顶处全高为 4.5m，形成拱形断面。

阶段空场法：

采准巷道有：阶段运输巷道、通风人行天井、分段凿岩巷道、电耙巷道、溜井、漏斗颈、和拉底巷道等。

阶段运输巷道一般沿矿体下盘接触线布置，通风人行天井布置在两侧，从此天井掘进分段凿岩巷道和电耙巷道。对于倾斜矿体，分段凿岩巷道靠近下盘，以使炮孔深度相差不大，从而提高凿岩效率，对于极倾斜矿体，分段凿岩巷道应布置在矿体中间。开掘的切割槽质量，直接影响矿房落矿效果和矿石损失、贫化的大小，开掘切割槽的



方法如下：

- （1）浅孔拉槽法，此法易于保证切割槽的规格，但效率低，劳动强度大；
- （2）垂直深孔拉槽法；
- （3）水平深孔拉槽法，这种拉槽方法，由于拉槽宽度较大，爆破夹制性较小，容易保证拉槽质量。此外用深孔落矿效率较高，作业条件较好。

## 5.5.2 切割工作

平行深孔球状药包落矿阶段矿房法：

拉底高度一般不少于 6m，可留底柱、混泥土假底柱时或平底结构，留底柱时，在拉底巷道矿房中央向上掘 6m 高，宽约 2m 的上向扇形切割槽，然后自拉底巷道向上打扇形中深孔，沿切割槽逐排爆破，矿石运出后形成，形成漏斗。

## 5.5.3 采切工程量及采切比

采切工程量按表 5.3 计算。



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

表 5.3 采切工程量计算（VCR 法）

序号	巷道名称	巷道数 目	长度(m)		巷道掘进面积 (m <sup>2</sup> )	工程量(m <sup>3</sup> )	
			一条 巷道	总长		一条 巷道	总工程量
1	采准巷道						
	1 进路横巷	2	16.55	33.51	9	148.95	301.59
	2 进路平巷	1	62	62	9	558	558
	3 下盘运输巷道	1	67.3	67.3	9	605.7	605.7
	4 溜井（采场）	1	4.9	4.9	4	19.6	19.6
	5 溜井（通1360中段）	1	90	90	4	360	360
	6 电耙巷道	1	67.3	67.3	4	269.2	269.2
	7 装运巷道	2	35.6	71.2	9	640.8	640.8
	8 凿岩硐室	1	52	52	22.5	1170	1170
	9 漏斗颈	8	4	32	4	128	128
2	切割巷道						
	辟漏	8	2	16	12.56	25.12	200
	小计						



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

合计			496.21			4252.21
----	--	--	--------	--	--	---------

千吨采切比计算。

用长度表示： $K_{\text{采切}} = \frac{\sum L}{T} \times 1000$ ，m/kt

$$K_{\text{采切}} = \frac{496.21}{126631.6} \times 1000 = 3.91 \text{ m/kt}$$

用体积表示： $K_{\text{采切}} = \frac{\sum V}{T} \times 1000$ ，m<sup>3</sup>/kt

$$K_{\text{采切}} = \frac{4252.21}{126631.6} \times 1000 = 33 \text{ m}^3/\text{kt}$$

其中： $T = Q - \sum V_{\text{副}} \cdot \gamma$

式中：

$K_{\text{采切}}$ ——千吨采切比，m/kt 或 m<sup>3</sup>/kt；

$\sum L$ ——采场采切巷道的总长度，m；

$\sum V$ ——采场中采切巷道的总体积，m<sup>3</sup>；

$T$ ——采场采出矿石量，t；

$Q$ ——采场工业储量，t；

$\sum V_{\text{副}}$ ——采切工程中的副产矿石体积，m<sup>3</sup>；

$\gamma$ ——矿石容重，t/m<sup>3</sup>。



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

表 5.4 采切工程量计算（阶段空场法）

序号	巷道名称	巷道数	长度(m)		巷道掘进面积(m <sup>2</sup> )	工程量(m <sup>3</sup> )	
			一条巷道	总长		一条巷道	总工程量
1	采准巷道						
	1 阶段运输巷道	1	60	60	3×3	540	540
	2 通风人行天井	2	66.4	132.8	3×3	265.6	1195.2
	3 矿房溜井	1	4	4	2×2	16	16
	4 溜井	1	90	90	2×2	360	360
	5 电耙巷道	1	60	60	2×2	240	240
	6 分段凿岩巷道	3	50	150	3×3	200	1350
	7 拉底巷道	1	50	50	2×2	200	200
	8 漏斗颈	6	2	12	2×2	8	48
	小计			256.8			1327.2
2	切割巷道						3949.2
	1 切割天井	1	37	37	2×2	148	148
小计				250			4097.2
合计				596.8			

千吨采切比计算。

用长度表示： $K_{\text{采切}} = \frac{\sum L}{T} \times 1000$ ，m/kt

$$K_{\text{采切}} = \frac{596.8}{117062.8} \times 1000 = 5.1 \text{ m/kt}$$



用体积表示： $K_{\text{采切}} = \frac{\sum V}{T} \times 1000$ ， $\text{m}^3/\text{kt}$

$$K_{\text{采切}} = \frac{4097.2}{117062.8} \times 1000 = 35 \text{ m}^3/\text{kt}$$

其中： $T = Q - \sum V_{\text{副}} \cdot \gamma$

式中：

$K_{\text{采切}}$ ——千吨采切比， $\text{m}^3/\text{kt}$  或  $\text{m}^3/\text{kt}$ ；

$\sum L$ ——采场采切巷道的总长度， $\text{m}$ ；

$\sum V$ ——采场中采切巷道的总体积， $\text{m}^3$ ；

$T$ ——采场采出矿石量， $\text{t}$ ；

$Q$ ——采场工业储量， $\text{t}$ ；

$\sum V_{\text{副}}$ ——采切工程中的副产矿石体积， $\text{m}^3$ ；

$\gamma$ ——矿石容重， $\text{t}/\text{m}^3$ 。

从千吨采切比可以看出最佳的采矿方法是垂直深孔球状药包落矿阶段矿房法。

#### 5.5.4 采切工程费用

采切工程费用按表 5.4 计算。



表 5.5 采切工程费用计算 (VCR 法)

号	巷道名称	单位	数量 (m) 或 (m <sup>3</sup> )	掘进费用(元)	
		(m) 或 (m <sup>3</sup> )		单价	总费用
	采准巷道				
	下盘运输巷道	m <sup>3</sup>	450	250	112500
	进路横巷	m <sup>3</sup>	148.95	250	37237.5
	进路平巷	m <sup>3</sup>	558	250	139500
	电耙巷道	m <sup>3</sup>	200	250	50000
	溜井	m <sup>3</sup>	19.6	300	5880
	凿岩硐室	m <sup>3</sup>	675	250	168750
	漏斗颈	m <sup>3</sup>	128	300	38400
	切割巷道				
	辟漏		25.12	250	6280
合计					558547. 5



表 5.6 采切工程费用计算(阶段空场法)

号	巷道名称	单位 (m) 或 (m <sup>3</sup> )	数量 (m) 或 (m <sup>3</sup> )	掘进费用(元)	
				单价	总费用
	采准巷道				
	阶段运输巷道	m <sup>3</sup>	540	250	135000
	通风人行天井	m <sup>3</sup>	531.2	300	159360
	溜井	m <sup>3</sup>	106	300	31800
	电耙巷道	m <sup>3</sup>	240	250	60000
	分段凿岩巷道	m <sup>3</sup>	600	250	150000
	拉底巷道	m <sup>3</sup>	200	250	50000
	漏斗颈	m <sup>3</sup>	48	300	12000
	切割巷道				
	切割天井	m <sup>3</sup>	148	300	44400
合计					597560

从以上表中可以看出垂直深孔球状药包落矿阶段矿房法的采切工程费用要比阶段空场法的小，所以最佳采矿方法是垂直深孔球状药包落矿阶段矿房法。

5.5.5 采切工程进度计划采切工程进度计划按表 5.5 计算。





# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

表 5.7 采切工程进度计划安排（VCR 法）

工程 序号	巷道 名称	断面 规格 (m <sup>2</sup> )	长度(m) 或体积 (m <sup>3</sup> )	同时工作 的工作面 数目(个)	掘进速 度 (m/M) 或 (m <sup>3</sup> /M)	所需 时间	工程进度			
							0.5	1	1.5	2
	采准工程									
1	下盘运输巷道	3×3	67.2	1	250	0.26				
2	装运巷道	3×3	71.2	2	250	0.28				
3	矿房溜井	2×2	5.5	1	300	0.01				
4	溜井	2×2	90	1	300	0.3				
5	进路平巷	3×3	62	1	250	0.2				
6	进路横巷	3×3	67.02	2	250	0.27				
7	电耙巷道	2×2	67.3	1	250	0.27				
8	凿岩硐室	4.5× 4.5	52	1	250	0.2				
9	漏斗颈	2×2	32	8	300	0.11				
	切割工程									
1	辟漏		200	8	300	0.15				



表 5.8 采切工程进度计划安排（阶段矿房法）

工程 序号	巷道 名称	断面 规格 (m <sup>2</sup> )	长度(m) 或体积 (m <sup>3</sup> )	同时工作 的工作面 数目(个)	掘进速 度 (m/M) 或 (m <sup>3</sup> /M)	所需 时间	工程进度			
							0.5	1	1.5	2
	采准工程									
1	阶段运输巷道	3×3	60	1	250	0.24				
2	通风人行天井	3×3	132.8	2	300	0.44				
3	矿房溜井	2×2	4	1	300	0.01				
4	溜井	2×2	90	1	300	0.3				
5	分段凿岩巷道	3×3	150	3	250	0.6				
6	拉底巷道	2×2	50	1	250	0.2				
7	漏斗颈	2×2	12	6	300	0.04				
	切割工程									
1	辟漏	2×2	100	4	300	0.3				
2	切割天井	2×2	37	1	300	0.12				

## 5.6 回采工作设计和计算

### 5.6.1 简述矿房回采的方式，工作面布置和回采的工艺过程。

所谓球状药包是钻孔直径与装药长度之比不小于 1:6, 即长度与直径之比小于 6 的药包, 此时破碎原理和效果与球状药包相似。

该法的特点是在矿房上部水平开掘凿岩硐室或凿岩巷道，打向下大直径深孔，然后自孔的下端开始自下向上的顺序用球状药包逐层向矿房下部预先开掘好的拉底空间崩矿，崩落的矿石有矿房底部装运巷道运出。



球状药包起爆时, 膨胀气体所产生的能量自药包中心向径向方向呈整体球形均匀放射. 过去只用球状药包向水平自由面进行正漏斗爆破, 并在露天爆破中得到一些应用. 在某种介质水平自由面以下的某一适宜深度上, 起爆一个球状药包, 由于只有一个自由面, 爆炸能自药包中心向四周传播, 并在暴力作用下使周围介质受到破坏, 形成一个漏斗, 称为爆破漏斗, 由于向上抛掷介质, 又称正漏斗爆破. 它由三个近似同心圆带组成, 即真漏斗、破碎带、应力带. 真漏斗内的介质完全破碎且容易挖出; 破碎带内的介质比真漏斗中的块度要大, 较难挖出; 应力带内的介质略微出现裂缝, 与原岩紧密相连。

## 5.6.2 凿岩工作

(1) 选择崩矿方法（浅孔、中深孔或深孔），确定掏槽方式、炮孔布置排列方式。

现今多采用大直径深孔，炮孔直径为 165mm，采用大直径空孔桶形掏槽，炮孔的布置排列方式为平行交错布置。

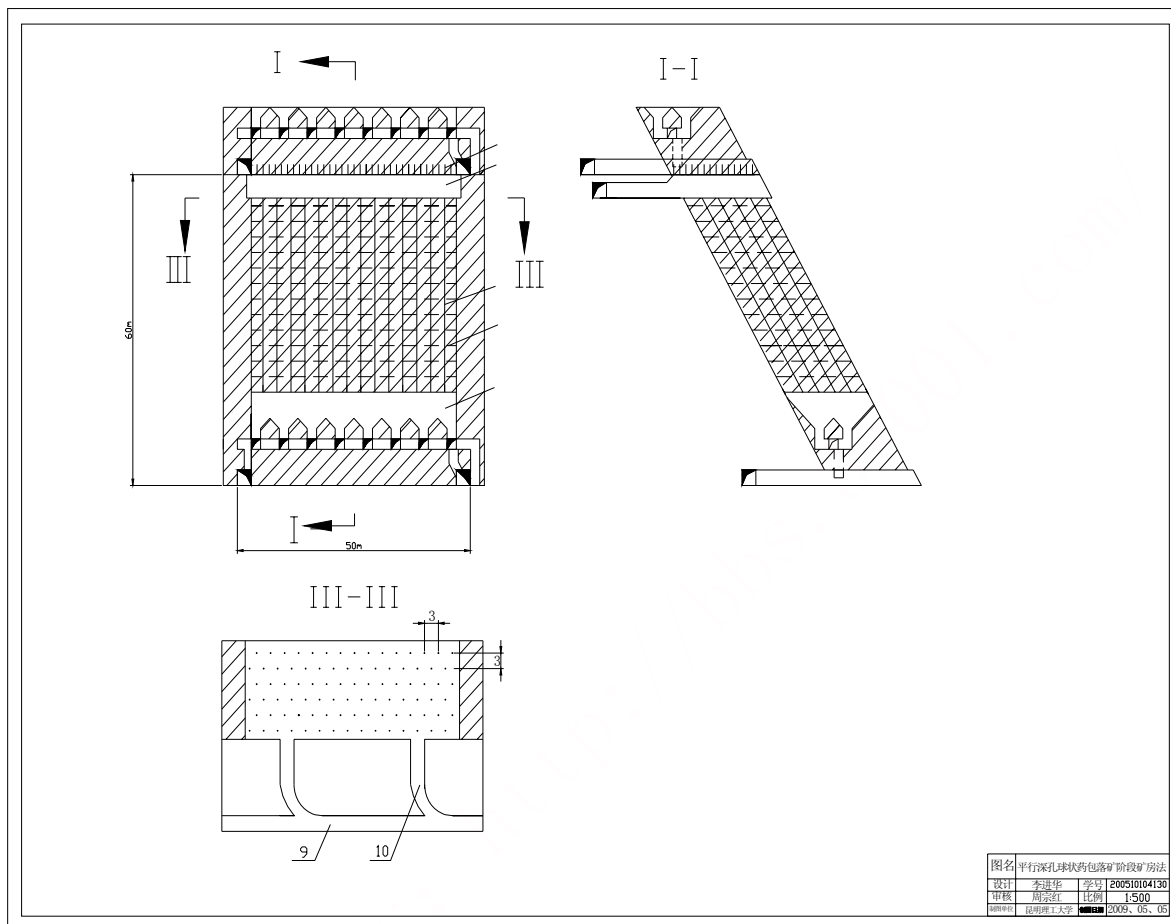
(2) 计算或确定炮孔直径、炮孔深度、炮孔数目、最小抵抗线、孔底距、孔口距、炮孔倾角等。

炮孔的直径为 165mm，炮孔深度为 45m，炮孔数目为 105 个，最小抵抗线为 3m，空口距离为 3m，孔底距为 3m。

(3) 选择凿岩设备、工具、材料，凿岩设备型号及台数（包括备用台数）。

钻孔设备采用深孔大直径钻机，现今使用的 COP 4050 系列液压凿岩机是重型凿岩机，冲击率高达 40KW。适用于持续的、深孔钻孔和台阶钻孔，凿岩机台数为 3 台，一台是备用的。

(4) 绘制采场工作面炮孔布置小图（三面视图）。



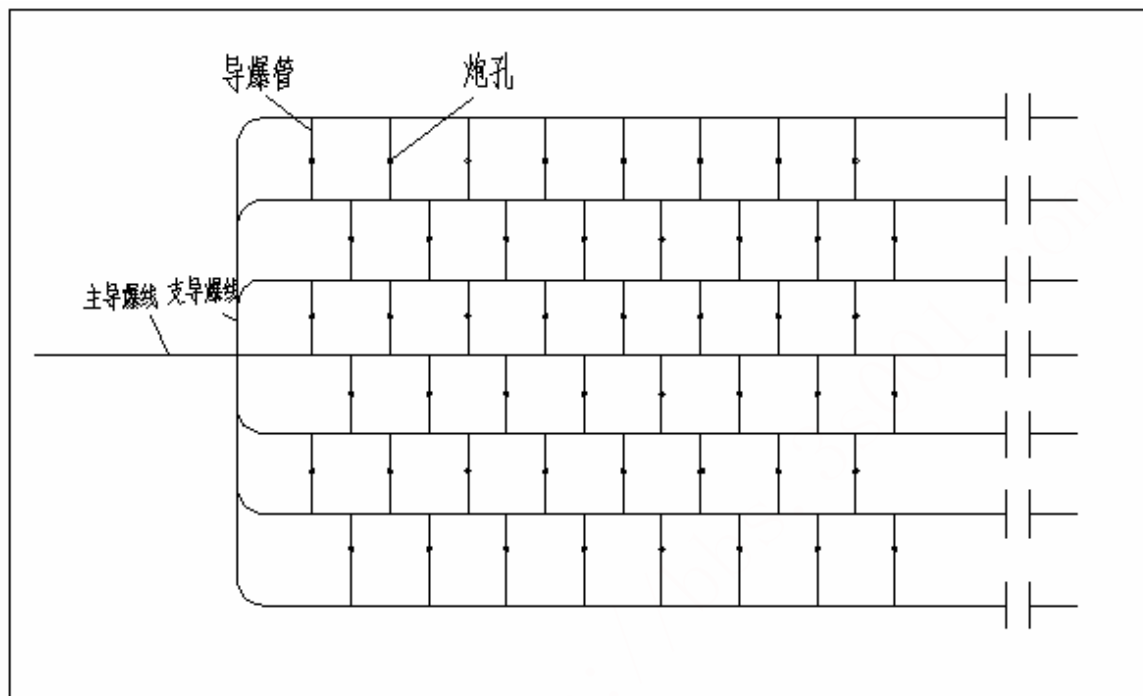
## 5.6.3 爆破工作

### (1) 选择炸药和爆破器材。

球状药包所用的炸药，必须采用高密度的（ $1.35 \sim 1.55 \text{g/cm}^3$ ）、高爆速（ $4500 \sim 5000 \text{m/s}$ ）、高威力（以铵油炸药为 100 时，应为  $150 \sim 200$ ）的炸药。国外 20 世纪 70 年代主要采用高含量 TNT 的浆状炸药，现今发展为乳化油炸药。

### (2) 起爆方法、起爆顺序、爆破联线方式（附示意图）。

起爆网路，采用起爆弹——导爆线——导爆管——导爆线起爆系统，球状药包采用 250g50/50TNT——黑索金铸装起爆弹，中心起爆。



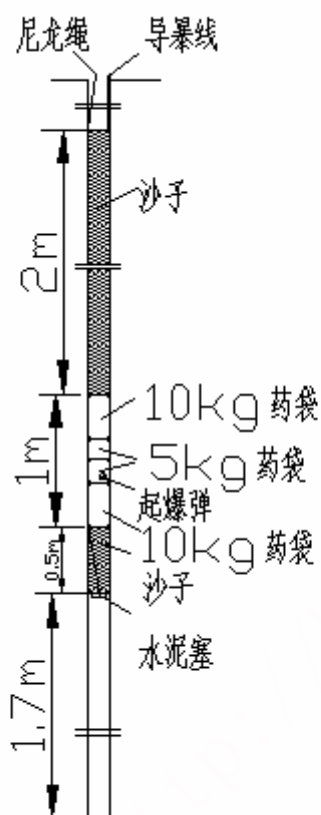
(3) 选取炮孔装药系数，计算每个炮孔的装药量、炮孔总装药量、单位炸药消耗量 (kg/t)。

根据球状药包的概念，药包长度不应大于药包直径的 6 倍，如采用耦合装药，则药包直径应与孔径相同，故当药包直径为 165mm 时，长 990mm。经过计算每个药包重 30kg。

炮孔总装药量  $Q = 30 \times 105 = 3150\text{kg}$ 。

(4) 确定药包直径、装药和填塞长度、起爆药包的位置（附装药结构小图）。

药包直径为 165mm，装药和填塞长度、起爆药包的位置见下图。



(5) 选择装药方法、装药设备，确定装药效率。

采用人工装药；采用单分层爆破装药结构，孔径 165mm，偶合装药，球状药包重 30kg。装药时采用系节在尼龙绳尾端的铁钩钩住预系在塑料药袋口的绑结铁环，借药袋自重下落的装药方法。先向孔内投入 10kg 的药袋，然后将装有起爆弹的 5kg 的药袋用导爆线直接投入孔内，在投一个 5kg 药袋，上部再投入一个 10kg 的药袋。

(6) 爆破参数可按表 5.6 编制。



表 5.9 爆破参数表（VCR 法）

孔数 (个)	炮孔 直径 (米)	炮孔 角度 (度)	每个炮孔 装药量		充填 长度 (米)
			卷数	公斤	
90	0.165	60	一卷	30	2m
	0.165	60	一卷	30	2m
	0.165	60	一卷	30	2m

5.6.4 计算或确定每循环凿岩、装药、联线、爆破时间。

(1) 凿岩时间

$$t_{\text{凿岩}} = \frac{\sum l}{\eta_{\text{凿岩}} N} = \frac{3 \times 90}{50 \times 3} = 1.8 \text{ 台班} = 14.4 \text{ 小时}$$

式中：

$t_{\text{凿岩}}$  ——每循环凿岩时间，台班；

$\sum l$  ——每循环炮孔总长度，m；

$\eta_{\text{凿岩}}$  ——凿岩机台班效率，50m/台班；

$N$  ——凿岩机台数，3 台。

(2) 装药时间

$$t_{\text{装药}} = \frac{Q_{\text{循}}}{\eta_{\text{装药}} N} = \frac{30 \times 90}{2.5 \times 6} = 180 \text{ 分钟}$$

式中：

$Q_{\text{循}}$  ——每循环总装药量，kg。



$N$ ——人数或台数。

## 5.6.5 计算每循环采出的矿石量。

$$T = \frac{QK}{1-\rho} = \frac{2250 \times 0.92}{1-0.25} = 2760 \text{ t}$$

式中：

$T$ ——每循环采出矿石量，t；

$Q$ ——每循环的工业储量，2250t；

$K$ ——矿石回采率，92%；

$\rho$ ——矿石贫化率，25%。

## 5.6.6 设计为深孔大爆破时，说明大爆破网络，爆破方法、施工组织、安全措施、大块矿石的二次破碎方法等。

采用的是深孔大爆破，起爆网路采用起爆弹——导爆线——导爆管——导爆线起爆系统，球状药包采用 250g50/50TNT——黑索金铸装起爆弹，中心起爆。每次爆破施工组织 6~8 个人；在安全方面要注意（1）爆破效应的观测，因为在爆破时炸药集中，一次爆破的药量较大，为防止矿房及地下工程设施遭受到地震波的破坏，必须测定其震动速度，研究其传播规律，以确定一段延时的允许药量、合理的炮孔填塞高度和合理的起爆方案。（2）顶层安全厚度的检测，随着爆破分层向上推进，凿岩硐室下面的矿层厚度也逐渐减少，最后留下的顶层呈板梁状态，在经受多次爆破后，顶层受爆破冲击、两侧挤压与矿层自重等交错应力作用，易于冒落，因此顶层应保留一定的安全厚度。（3）爆破后气体燃料及二次疏层爆炸的预防措施，采用大直径深孔球状药包爆破时存在两个潜在的安全问题，一是炮孔爆后气体的爆燃，二是二次疏层爆炸。

## 5.6.7 采场通风

从矿体的赋存条件及矿山实际资料，通风主要风经人行井进入采掘作业面，洗刷工作面后，污风由间柱内的回风巷道经回风井抽出。

## 5.6.8 矿石运搬方法

（1）选择装矿或耙矿设备，确定台班效率。





出矿设备采用 2DPJ—30 电耙设备，崩落的矿石借重力落到矿房底部，经斗穿溜到电耙道，电耙绞车能力为 30KW，耙斗容积为  $0.3\text{m}^3$ 。外形尺寸为 1650mm、830mm、775mm 重量（不含耙斗）为 1250kg，台班效率为 70t / 台班。

## (2) 采场运搬时间

$$t_{\text{运搬}} = \frac{T}{\eta_{\text{运搬}} N} = \frac{2760}{70 \times 1} = 39.4 \text{ 台班} = 315.2 \text{ 小时}$$

式中：

$t_{\text{凿岩}}$ ——每循环运搬时间，台班；

$T$ ——每循环采出矿石量，2760t；

$n_{\text{运搬}}$ ——运搬设备台班效率，70t/台班；

$N$ ——运搬设备台数，1 台。

## 5.6.9 采矿地压管理支护方法，支护材料和支护设备。

### 采用锚杆和混凝土联合支护方法

阶段矿房法在正常情况下，不会影响矿柱回收及以后工序，但遇到地质变化或开采条件困难时，如垂直走向的应力增加，水平应力集中，但可能出项强大地压，导致大面积冒顶或错动，此时若不提高采矿强度，加强回采速度，则大量钻孔报废，回采率大大下降。因此为了掌握地压活动规律，须做好下述几点工作：

- (1) 对采场进行应力、变形测定，掌握已回采空间的应力分布和变化，必要时编制出与采矿计划相应的地压动态图；
- (2) 回采水平的采空区不应超过一个阶段高度，上阶段悬顶范围未经崩落或充填处理，不能进行阶段过度；
- (3) 回采水平以上不应存在残留悬顶。

## 5.6.10 劳动组织和作业循环图表



表 5.10 回采作业循环图表

序号	工序	时间（天）											
1	凿岩准备	■											
2	凿岩	■											
3	装药联线	■											
4	爆破	■											
5	通风	■											
6	大块处理	■											
7	矿石运搬	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
8	采空区支护		■										

## 5.7 采空区处理

### 5.7.1 说明采空区的处理方法及其选择依据。

影响空场采矿法的因素有：空场的大小、形态，矿岩特性，充填自重物料的来源和质量，矿柱的合理回收情况，建筑物、构筑物能否拆迁，河流能否改道、池塘能否填平，山崩、滑坡、泥石流对矿区的影响等。

选择自然垮落处理采空区，该法的特点是有些层状矿体和稳固性较差的顶板岩石，即使矿柱比例很大，采场回采结束后，顶板延时也会随之变形和崩落，因此利用这一特点，可及时找出顶板崩落步距（即一定的暴露面积）。待矿房结束后，就封闭采空区。使顶板围岩在采场内逐次自行离层崩落，逐步充填采空区。

适用条件：地表允许崩落的矿山；一般适合于层状的水成矿体或层理发育的顶板围岩；在一定的崩落步距和一定的暴露面积下，顶板岩石有离层的可能性；



## 5.8 矿块采出矿石量

矿块采出矿石量按表 5.11 计算：

表 5.11 矿块采出矿石量计算

工程 序号	工程 项目	工业 储量 (t)	矿石 回采 率 (%)	矿石 贫化 率 (%)	可采 工业 储量 (t)	采出 矿石 量 (t)	废石 量 (t)	占矿块总采出 矿石量的比重 (%)
1	采准 工程							
小计		9478.9	92.61	25	9478.9	7109.2	9975.6	8.945
2	切割 工程							
小计		9518.91	92.61	25	9518.91	7139.2	459	8.982
3	回采 工程							
	矿房 回采	78598.2	92.61	25	78598.2	58948.7	0	74.2
小计		78598.2	92.61	25	78598.2	58948.7	0	74.2
矿块总计		97596	92.61	25	97596	73197	10434.6	

## 5.9 矿房（块）生产进度计划

按表 5.12 编制。



表 5.12 矿房（块）生产进度计划

序号	作业名称	时间（月）									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	矿房采准工作	■	■	■							
2	矿房切割工作			■							
3	矿房回采工作				■	■	■	■	■	■	■

## 5.10 采矿方法主要经济指标

### 5.10.1 矿石成本

矿石直接成本可按下式计算。

$$n = n_1 + n_2 + n_3, \text{ 元/t}$$

式中：  $n$  ——矿房回采每吨矿石直接成本，元/t；

$n_1$  ——每吨矿石材料消耗费，16 元/t；

$n_2$  ——每吨矿石劳动力费用，10.34 元/t；

$n_3$  ——每吨矿石燃料动力消耗费，20 元/t。

$$n = n_1 + n_2 + n_3 = 16 + 20 + 10.34 = 46.34 \text{ 元/t}$$



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

序号	指标名称	单位	采矿方法方案			计算公式
			VCR 法	阶段空场法	差值	
1	工业储量	万 t	146. 21	146. 21		
2	工业矿石品位	%	1. 788	1. 788		
3	矿石年产量	万 t/a	5	5		
4	矿块生产能力	t/d	200	200		
5	采切比	m /kt	3. 91	5. 1		
6	矿石回收率	%	92. 61	92. 61		
7	矿石贫化率	%	25	11	14	
8	计算矿体服务年限	年	30	30		
9	采出矿石品位	%	1. 7	1. 65	0. 05	
10	年产矿石的金属含量	t/a	894	894		
11	选矿回收率	%	90	92	2	
12	采选总回收率	%	81	82	1	
13	精矿出产率	%	3. 3	3. 5	0. 2	
14	采矿成本	元 / t	46. 34	48. 34		
15	选矿成本	元 / t	34. 5	34. 6	0. 1	
16	采选总成本	元 / t	80. 84	80. 94	0. 1	
17	采选年经营费	万元 / 年	230. 5	234. 3	4. 2	
18	精矿卖价	万元 / t	3. 64	3. 64		
29	每吨矿石价值	元 / t	100	100		
30	企业年盈利	万元	268. 3	258. 3		
31	企业年总收入	万元	500	500		



## 第六章 矿井通风

### 6.1 概述：

选择矿山坑的通风系统，需要满足技术可行、安全可靠、经济合理三方面要求。通风系统设计包括：通风井巷和出风井巷的布置方式，即中央、对角、混合式三类，这与开拓系统密切相关；矿井主扇的工作方式，抽出、压入、混合式三种，由于矿体处于深部开采，本次通风设计中主要采用机械强制多级机站以压为主、以抽为辅的压抽混合通风方式。

### 6.2 矿井通风设计所需资料

#### 6.2.1 矿石现有通风系统现状

大马芦矿段生产作业区目前主要集中在 1360——1720 中段之间。通风方式为压抽结合式通风方式，主要进风系统建立在 1360 中段，风机型号 Zk60-4-No18，装机容量 310KW，风机将地表新风压入坑内，再压入生产中的上阶段矿块中。最后经专用的回风井抽出地表。由于主运输巷道进风，漏风现象严重，各作业区目前主要靠加强局部通风维持正常生产。

大马芦矿段回风系统着重解决 10#矿群作业区及大箐东局部污风排放系统，整个回风系统由一个机站组成，机型为 K45No-1440KW。作业区的污风经机站后顺主回风井排出地表。

#### 6.2.2 通风系统规划方案

根据本次规划大马芦矿段建设规模，为解决各生产区的通风，必须对设计矿体建立进回风系统。

##### 1. 主进回风系统

##### (1) 进风系统



风从 1360 中段进，然后经过通风人行井通到 1450 中段。

## (2) 回风系统

主回风设备安装于回风井井口，机型为 DK40-4N<sub>0.15</sub>，功率为 600KW，总回风量约 27 m<sup>3</sup>/s。

## 2、矿井通风方式

采用抽出式通风。

## 6.3 选择通风系统方案

矿体由 1360 中段进风，顺各中段石门进入矿体各作业中段，风量进入设计矿体主作业区后，洗刷作业区后，污风进入矿体的专用回风井，由安装于回风井口的 DK40-4N<sub>0.15</sub> 600KW 风扇将污风抽出地表。

## 6.4 回采工作面风量的确定

风量计算：

$$Q=V \times S=0.5 \times 6.07 \times=3.04 \text{ m}^3/\text{s};$$

式中：V—工作面要求最小排尘风速，查手册得 0.40m/s；

S—巷道净断面积：6.07 m<sup>2</sup>

## 6.5 掘进工作面风量的确定

### 6.5.1 按最低排尘风速计算掘进工作面的风量

凿岩硐室  $Q=V \times S=0.5 \times 20.25 \text{ m}^3/\text{s} =10.1 \text{ m}^3/\text{s}$

下盘运输巷道  $Q=V \times S=0.4 \times 9 \text{ m}^3/\text{s} =3.6 \text{ m}^3/\text{s}$

出矿溜井  $Q=V \times S=0.5 \times 4 \text{ m}^3/\text{s} =2 \text{ m}^3/\text{s}$

电耙巷道  $Q=V \times S=0.8 \times 4 \text{ m}^3/\text{s} =3.2 \text{ m}^3/\text{s}$



装运巷道	$Q=V \times S=0.5 \times 9 \text{ m}^3/\text{s}=4.5 \text{ m}^3/\text{s}$
进路平巷	$Q=V \times S=0.4 \times 9 \text{ m}^3/\text{s}=3.6 \text{ m}^3/\text{s}$
进路横向	$Q=V \times S=0.4 \times 9 \text{ m}^3/\text{s}=3.6 \text{ m}^3/\text{s}$

## 6.5.2 按爆破后排出炮烟所需风量的计算方法

$$Q=\frac{19}{t}\sqrt{ALS} \text{ m}^3/\text{s}$$

A——一次爆破炸药量，A=3150kg；

T——爆破后通风时间，取 7200s；

L——巷道长度，m；

S——巷道断面， $\text{m}^2$ ；

凿岩硐室	$Q=\frac{19}{t}\sqrt{ALS}=\frac{19}{7200}\sqrt{3150*52*20.25}=0.152\text{m}^3/\text{s}$
下盘运输巷道	$Q=\frac{19}{t}\sqrt{ALS}=\frac{19}{7200}\sqrt{3150*62*9}=0.11\text{m}^3/\text{s}$
出矿溜井	$Q=\frac{19}{t}\sqrt{ALS}=\frac{19}{7200}\sqrt{3150*4.9*4}=0.02\text{m}^3/\text{s}$
电耙巷道	$Q=\frac{19}{t}\sqrt{ALS}=\frac{19}{7200}\sqrt{3150*62*4}=0.07\text{m}^3/\text{s}$
进路平巷	$Q=\frac{19}{t}\sqrt{ALS}=\frac{19}{7200}\sqrt{3150*62*9}=0.11\text{m}^3/\text{s}$
进路横巷	$Q=\frac{19}{t}\sqrt{ALS}=\frac{19}{7200}\sqrt{3150*31.1*9}=0.08\text{m}^3/\text{s}$
装运巷道	$Q=\frac{19}{t}\sqrt{ALS}=\frac{19}{7200}\sqrt{3150*65.2*9}=0.11\text{m}^3/\text{s}$

按上述 1、2 计算的风量取大值考虑，则掘进工作面风量为：

凿岩硐室	10.1 $\text{m}^3/\text{s}$
下盘运输巷道	3.6 $\text{m}^3/\text{s}$
出矿溜井	2 $\text{m}^3/\text{s}$
电耙巷道	3.2 $\text{m}^3/\text{s}$
装运巷道	4.5 $\text{m}^3/\text{s}$
进路平巷	3.6 $\text{m}^3/\text{s}$
进路横向	3.6 $\text{m}^3/\text{s}$





6.5.3 各种类型硐室所需风量按《采矿手册（下册）》P1590 表 2-16-17 选取，见表：

表 6-1 各种类型硐室所需风量

硐室名称	需风量
电机车库	1.5 m <sup>3</sup> /s
炸药库	2.0 m <sup>3</sup> /s
机修硐室	1.5 m <sup>3</sup> /s
装卸矿硐室	1.5 m <sup>3</sup> /s

## 6.6 全矿总风量计算

按主要设备的排尘风量计算全矿总风量，计算结果见表

全矿总风量计算



序号	作业工序	设备或硐室名称	设备型号	设备功率 kw	工作台数 台	同时工作系数	排尘风量 ( $\text{m}^3/\text{s}$ )	单位需风量 ( $\text{m}^3/\text{s}$ )	总需风量 ( $\text{m}^3/\text{s}$ )
1	开拓、采切	凿岩机	YT-25		4	1.00	2.00	1.5	6
2	回采	潜孔钻机	COP4050		3	1.00	1.50	3.5	10.5
3	运输	电机车库	ZK10-6/250		3	1.00	1.50	1.50	4.5
4	辅助服务	炸药库	2t		1	1.00	2.00	2.00	2.0
5	合计								22

合计矿井总需风量  $Q_n=22\text{m}^3/\text{s}$ ，矿井漏风系数  $k=1.2$ ，

矿井总风量  $Q_m=1.2 Q_n=1.2 \times 22=26.4 \approx 27\text{m}^3/\text{s}$ 。

## 6.7 风量分配及风量调节

风量分配按各作业地点计算的所需风量进行分配。当巷道阻力不能按所需风量分配时，为了平衡风压，需要安设调节设施。风量调节：待形成完整的通风系统后，调节措施如下：（1）降低矿井总风阻的方法：扩大巷道断面、改变支护形式，提高井巷周壁的光滑程度。采用多阶段作业，形成多中段进回风路线，构成并联或角联风路，减小阻力。（2）降低矿井总风阻的方法：在分支巷道设置风窗、调节板等，在漏风段设置风门。（3）某支巷风量幅度较大时：采用辅扇调节，配合主扇联合工作。

## 6.8 矿井总风量计算

矿井通风阻力的计算通常选择通风系统中线路最长、阻力最大、和通过风量最大



的路线，作为最大阻力路线。按下面公式计算巷道的通风阻力。

$$h_f = a \frac{PL}{S^3} Q^2 = 6 * 3.04^2 \frac{9.87 * 4034}{6.07^3} = 13846.4 \text{ Pa} = 1412.9 \text{ 毫米水柱}$$

式中：  $h_f$ —分段计算的摩擦阻力，Pa；

P—巷道净断面之周长，  $P=3.17+6.7=9.87 \text{ m}$ ；

L—该巷道长度最长一条为 4034m；

Q—通过该段巷道的风量，  $\text{m}^3/\text{s}$ ；

S—巷道的净断面积，  $\text{m}^2$ 。

$\alpha \rightarrow$  巷道通风摩擦阻力系数，  $6 \times 10^3 \text{ N s}^2/\text{m}^4$

矿井的局部阻力  $h_l$ ：  $h_l = 0.2h_f = 0.2 \times 1412.9 = 282.6 \text{ 毫米水柱}$

全矿井总阻力：  $h_m = h_f + h_l = 1412.9 + 282.6 = 1695.5 \text{ 毫米水柱}$

## 6.9 选择扇风机、计算电动机功率

扇风机风量：  $Q_f = P \cdot Q_m \text{ m}^3/\text{s} = 1.2 \times 26 = 31.2 \text{ m}^3/\text{s}$

式中：P—扇风机装置备用系数，  $P=1.1 \sim 1.2$ 。

## 6.10 扇风机全压

$H_t = H_m + H_n + h_r + h_v = 1695.5 + 5 + 17 + 7 = 1724.5 \text{ 毫米水柱}$ 。

$h_r$ —扇风机装置阻力，  $h_r = 15 \sim 20 \text{ 毫米水柱}$ ；

$h_v$ —风流流入大气的出口动压损失，  $h_v = 6 \sim 9 \text{ mm 毫米水柱}$ ；

$H_n$ —自然负压，  $3 \sim 6 \text{ mm 水柱}$ 。

根据  $Q_f$ 、 $H_t$  查采矿手册《矿山机械卷》选取的离心式风机型号及安置位置如下：中国采矿设备手册（下册）选择 DK40-4N<sub>0.15</sub> 功率为 600KW 的一台。



## 6.11 扇风机的功率

$$N_f = \frac{H_t Q_f}{102 \eta_f} = \frac{1724.5 * 31.2}{102 * 0.85} = 620.6 \text{kw}$$

电动机功率

$$N_e = K_e \frac{N_f}{\eta_e} = 1.2 \frac{620.6}{0.97} = 590 \text{kw};$$

式中： $\eta_f$ —扇风机效率 85%；

$K_e$ —电动机备用系数，取 1.2；

$\eta_e$ —电动机效率，取 97%。

## 6.12 局部通风、矿井防尘措施

### 6.12.1 局部通风

各采矿场和中段的通风网络主要利用采准工程和探矿工程的沿脉进行通风。采场新鲜风由 2150 中段进入采场，经人行井和运输道进入采掘作业面，洗刷工作面后，污风由间柱内的回风巷道经人行回风井抽出。

### 6.12.2 防尘措施

#### 1、矿尘概述

矿尘是矿山生产过程中所产生的矿石与岩石的微细颗粒，也称粉尘。悬浮于空气中的矿尘称为浮尘，已沉落的矿尘称为积尘。矿山防尘的主要对象是悬浮于空气中的矿尘，所以，一直说的矿尘既指浮尘。矿尘可依其产生的矿岩种类而定名，如硅尘、铁矿尘、铀矿尘、石棉尘，煤尘等。

矿尘浓度可表明产尘与通风防尘的综合状况及其危害程度，是普遍采用的指标，其值随通风量的大小而变化。产尘强度不受通风的影响，只是用于考查产尘条件，并作为防尘设计的依据。



矿山生产工序都产生矿尘，其中凿岩、爆破和装运三个基本生产工序是主要尘源产生的工序。各工序的矿尘浓度，除与矿岩性质、采掘工艺和设备有关外，还与通风防尘措施有密切的关系。矿山所有工序都应当采取有效的防尘措施。

## 2、矿尘的危害

矿尘的主要危害上对人体健康的损害，长期吸入大量微细粉尘，可能引起尘肺病。影响尘肺病发生和发展的主要因素是：矿尘的化学成分，粒径与分散度、浓度、接触时间等。

各种矿尘都可能引起尘肺病，由于 95%的矿岩中含有数量不等的二氧化硅人们在生产中接触二氧化硅粉尘的机会很多，所以矽肺病最为普遍，而且发病率高、病情也较为严重。

微尘，特别是粒径为 0.2-5 微米的微尘，容易吸入肺内并储集，危害性最大。所以，微尘也称为呼吸性粉尘。

作业场所粉尘最高容许浓度

物 质 名 称	最高容许浓度 (mg/m <sup>3</sup> )
含有 10%以上游离二氧化硅的粉尘	2
石棉粉尘及含有 10%以上石棉的粉尘	2
含有 10%以下游离二氧化硅的滑石粉尘	4
含有 10%以下游离二氧化硅的水泥粉尘	6
含有 10%以下游离二氧化硅的煤尘	10
铝、氧化铝、铝合金粉尘	4
玻璃棉和矿渣棉粉尘	5
烟草及茶叶粉尘	3
其它粉尘	10

## 3、各种防尘措施

(1) 采用湿式凿岩，定期巷道洗壁；坚持“以防为主，防灭结合”的原则；及时



进行炮孔温度的监测；若有自燃危险时，应相应采取有关安全技术措施。一旦发生自燃，立即用石灰水或其它化学灭火剂进行灭火，并即使密闭采场通道，以防止新鲜风进入采场。

（2）下井人员一律佩带口罩，在矿尘的矿岩表面喷雾洒水，进行降温；

（3）在入风口附近进行绿化和定期喷雾，降低风源区的粉尘浓度；

（4）利用局部通风，稀释和加速掘进工作面 and 采场的粉尘排出，尽量缩短采下矿石在采场溜井中存放的时间；

（5）出风井设在主导风向的上风处，不会造成选厂区的环境污染；

（6）井下工作面凿岩爆破用湿式凿岩，用中心供水式凿岩机，用水捕捉悬浮矿尘，在矿岩的装载，运输和卸落等生产过程和地点以及其他产尘设备和场所，进行喷雾洒水，抑制矿尘飞扬，减少产尘强度。

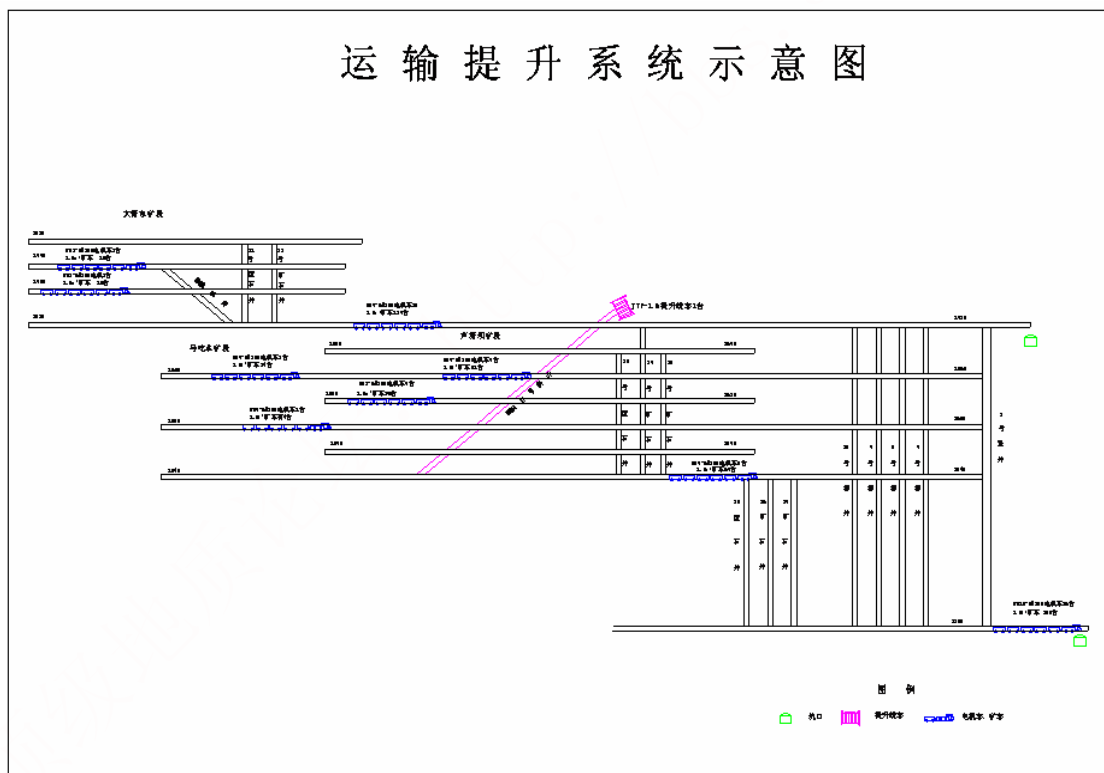


## 第七章 矿山运输与提升

### 7.1 矿山现有运输与提升系统评述

#### 7.1.1 矿石与废石运输和提升系统简述。

坑内运输系统均采用平巷、溜井—辅助盲斜井（竖井）运输提升方式，矿渣通过溜井下放到主运输平巷，用 3~10 吨电机车牵引 1.2~2 米 3 侧卸式矿车运输；材料、设备通过竖井、斜井用提升绞车运输；人员经乘人车送达各生产作业区域。



#### 7.1.2 矿山现用的提升运输设备。

运输设备是用 3~10 吨电机车牵引 1.2~2 米 3 侧卸式矿车运输。

提升设备是采用较为先进的多绳磨擦轮提升机进行提升或放下，PLC 信号。

#### 7.1.3 矿山的运输费用。

矿石运输成本：8.69 元/吨；



## 7.2 运输和提升设计

### 7.2.1 运输和提升原始资料

(1) 运输。采用 18kg/m、24kg/m 铁道、600mm 轨道，7 吨、10 吨以及 14 吨架线式电机车配以 1.6m<sup>3</sup>、2.0m<sup>3</sup> 侧卸式矿车有轨运输，曲轨卸载；运输信号控制采用可编程序（PLC）、数字模拟，是云锡公司较为先进的运输控制系统。

(2) 矿井提升。采用较为先进的多绳磨擦轮提升机进行提升或放下，PLC 信号。

(3) 坑内运输系统均采用平巷、溜井—辅助盲斜井（竖井）运输提升方式。主运输平巷为 1920、1720（两个井口）、1540、1360 米中段，其中 1360 米中段为全矿主要运输枢纽；主溜井为 7#、8#、9#、10#、21#、22#、23#、24#、25#、26#、27#、28#、29#、30#、31#、32#溜井；斜井为 1024Ⅱ、1026、1027 斜井；竖井为 3#竖井。矿渣通过溜井下放到主运输平巷，用 3~10 吨电机车牵引 1.2~2 米<sup>3</sup> 侧卸式矿车运输；材料、设备通过竖井、斜井用提升绞车运输；人员经乘人车送达各生产作业区域。坑内运输系统均采用平巷、溜井—辅助盲斜井（竖井）运输提升方式。

### 7.2.2 矿山井下运输设计

运输设备采用 24kg/m 铁道、600mm 轨道，10 吨

以及 14 吨架线式电机车配以 1.6m<sup>3</sup>、2.0m<sup>3</sup> 侧卸式矿车有轨运输，曲轨卸载，用 3~10 吨电机车牵引 1.2~2 米<sup>3</sup> 侧卸式矿车运输。

### 7.2.3 提升设计

主副井提升方式及系统的选择，主副井担负的提升任务。提升设备选择，提升容器的选择计算，提升钢丝绳选择与计算，电机的选择与计算。

主井主要提升矿石，副井主要担任的任务是提升人员材料废石。

提升容器选择的是罐笼。





# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

设计矿山技术经济指标

序号	指标名称	单位	数量
一	地质部份		
1	矿床产状		
	①厚度	m	15
	②倾角	度	60
	③走向长度	m	500
	④埋藏标高	m	1750
	⑤向下延深的最低标高	m	1450
2	矿石类型	氧化矿	
3	围岩性质	中等稳固	
	①上盘围岩	f	6-8
	②下盘围岩	f	4-15
	③松散系数		1.63
	④体重	t/m <sup>3</sup>	2.88
4	矿石平均品位	%	
5	矿石平均体重	t/m <sup>3</sup>	2.355
6	矿石松散系数		1.63
二	矿山生产能力及服务年限		
1	矿山设计生产能力	万 t/a	5
2	服务年限	年	30
三	采矿部份		
1	开拓方法	平硐-溜井-盲竖井	
2	阶段高度	m	60
3	同时工作的阶段	个	2
4	采矿方法	平行深孔落矿阶段矿房法	



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

5	年下降深度	m	20
7	贫化率	%	25
8	损失率	%	5
9	采出矿石品位	%	92.61
10	千吨采切比	m/kt & m <sup>3</sup> /kt	3.91& 33
四	主要材料消耗		
1	回采		
	①炸药	kg/t	5.7
	②坑木	m <sup>3</sup> /t	0.25
	③钎钢	kg/t	25.87
	④硬质合金	g/t	77.18
2	采切		
	①炸药	kg/t	4.8
	②坑木	m <sup>3</sup> /t	0.2
	③钎钢	kg/t	20.8
	④硬质合金	g/t	70.2
五	矿山运输		
1	全年运输量	万 t	6
	①矿石量	万 t	5
	②废石量	万 t	1
2	主要运输设备		
	①7 吨机车	台	2
	②0.7m <sup>3</sup> 矿车（矿石车）	辆	18
六	矿山机械		
1	凿岩设备	台	3



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

2	装运设备	台	2
3	扇风机	台	1
七	技术经济部份		
1	全年耗电量	万度	8
2	单位矿石耗电量	度/t	1.8
3	全年耗水量	万 t	110
4	单位矿石的耗水量	t/t	0.2
5	基建投资总额	万元	1681.34
6	单位矿石成本	元/t	46.34



## 结 论

通过以上设计可以对比出，开拓系统采用的是平硐-溜井-竖井开拓系统，因为比起平硐-溜井-斜井开拓系统，平硐-溜井-竖井开拓系统的基建投资费用要比平硐-溜井-斜井开拓系统的少，所以最佳的开拓系统是平硐-溜井-竖井开拓系统。

采矿方法选用的是平行深孔球状药包落矿阶段矿房法，因为比起阶段空场法，平行深孔球状药包的采切工程量和采切工程费用都比阶段空场法的少，所以最佳的采矿方法是平行深孔球状药包落矿阶段矿房法。



## 总 结

本次设计是在对松树脚锡矿实习的基础上进行的，在周宗红老师的精心指导下，用了差不多两个半月的时间完成的。在这两个多月的时间里，通过自己反复的查阅资料，咨询老师，请教同班的同学，才得以完成。现在对大学的理论知识有了解。进一步对大学四年的理论和实践学习的总结和深化。通过本次设计，我获得了许多大学四年都没有体会到的知识运用的成果，切实体会到将理论知识转化为实际成果的乐趣和成就感，为今后的进一步发展做了准备。

在本次设计中，通过对矿体开拓系统、采矿方法、通风系统等系统的设计和论述，使自己有了一个系统的思想，任何问题都要考虑到他们之间的关系，在此期间也查了好多的资料，针对自己的问题提出了自己的看法。

首先，本设计的采矿方法采用技术已经成熟的垂直深孔球状药包落矿阶段矿房法，用有轨电机车运矿，生产任务能很好的满足中段的生产能力。本次设计在经济上和技术上都有一定合理性和可行性，各系统间也做到了协调，优化，对大屯锡矿 1-3# 矿体的开采具有很好的参考价值，主要表现在以下两个方面：首先本文所设计的开拓系统结合了松树脚锡矿的实际，充分利用松树脚锡矿现有设备、设施和开采技术水平，提出了技术上可行、经济上合理，符合国家标准和现代化矿山建设需要的运输开拓方案；其次本设计确定的垂直深孔球状药包落矿阶段矿房法的采矿方法方案经济、安全、可行，具有一定的优越性。

其次，本次设计的优点就是采用了简单的开拓系统，采用了平硐-溜井-盲竖井开拓，采矿成本及工人的劳动强度却降低了。虽然设计本身没有什么大问题，但也有很多不足之处，这主要是由于参考资料比较老，一些参数不能正确的反映当前情况，其次就是经验非常缺乏，、例如：在采矿方法单元中采矿成本比实际矿山的要低一点，这就是由于参考资料中的原材料及设备的价格与现在不符，还有由于经验缺乏，很多方面没有考虑到，这都是出现差值的原因。

经过这次设计，找到了自身的很多原因，在以后的工作和学习中会好好弥补，随



# 昆明理工大学 设计（论文）专用纸

---

着工作和学习的进一步深入,经验更加丰富,我深信我的设计将会做的更加合理可行。



## 谢 辞

本次设计的完成近三个月。在此期间，我得到了周宗红老师的细心指导和悉心关怀。老师严谨的治学态度和实事求是的精神感染我、启迪我，使我在完成设计任务的同时，也体会到了做事所必须具备的精神素质。特别是周老师那采矿思维的方法更是在我的脑海中留下了深深的印象，我想在我人生的路程中我会铭记老师的教诲，并作为我人生的航标来指引我，在通过人生的路上我会停足凝望这段曾经美好而又踏实的大学时光，在此我表示衷心的感谢！

此次设计所需要的资料对设计的完成起到了不可或缺的重要作用。在此，我感谢图书馆及院资料室的各位老师，谢谢你们的支持！

最后谨向所有关心、支持和帮助我的各位领导、老师、师兄和同学表示最真挚的谢意！并祝你们工作顺利、事事遂愿！



## 参考文献

- (1) 周昌达. 井巷工程. 冶金工业出版社. 1978.
- (2) 郑锡恩,《采矿设计手册 4》矿山机械卷, 中国建筑工业出版社, 1988。
- (3) 张富民,《采矿设计手册 2》矿床开采卷下, 中国建筑工业出版社, 1987。
- (4) 赵梓成,《金属矿山风量计算》, 昆明工学院教务处, 1962。
- (5) 庙延钢 主编. 工程爆破. 昆明理工大学.
- (6) 矿山地质手册编辑委员会. 矿山地质手册. 北京:冶金工业出版社. 1996
- (7) 采矿手册编辑委员会. 采矿手册. 北京: 冶金工业出版社. 1990
- (8) 王英敏 矿井通风与安全 北京: . 冶金工业出版社.
- (9) R. A. Mstuszak, 国外工程机械, 1979, N02, 1。
- (10) 古德生. 李夕兵 等 现代金属矿床开采科学技术 冶金工业出版社
- (11) 高磊等. 矿山岩体力学. 冶金工业出版社. 1979
- (12) S. M. E. 《Mining engineering handbook》. 1973
- (13) 周君才. 难采矿体新型采矿法. 冶金工业出版社.
- (14) 余贤斌 有限单元法在岩土工程中的应用. 冶金工业出版社
- (15) 赵梓成. 矿井通风与防尘. 冶金工业出版社





## 附 录

### 原文英文



Available online at [www.sciencedirect.com](http://www.sciencedirect.com)



International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 44 (2007) 860–870

International Journal of  
Rock Mechanics  
and Mining Sciences

[www.elsevier.com/locate/ijmms](http://www.elsevier.com/locate/ijmms)

## A study of isolated draw zones in block caving mines by means of a large 3D physical model

R. Castro<sup>\*,1</sup>, R. Trueman, A. Halim

Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, University of Queensland, Australia

Received 25 April 2006; received in revised form 5 December 2006; accepted 5 January 2007  
Available online 10 April 2007

### Abstract

Block caving methods rely on gravity to break and transport large amounts of ore and waste. Despite the importance of gravity flow, there is debate within the literature about the influence that the height of draw, particle size and particle size distribution has on the geometry of extraction and movement zones. This paper presents the results of an experimental programme conducted in the largest three-dimensional (3D) physical model to investigate the mechanisms of flow of cohesionless materials when drawing from a single drawpoint. Experimental results showed that isolated draw zones are mainly influenced by mass drawn and height of draw. Particle size was found to have a slight effect on extraction zones and no significant effect on movement zone width. Particle size composition (wide or narrow distributions) and drawpoint width were found not to have a major role on drawzone geometry. Those conclusions were based on statistical analysis of experimental data to define the controlling parameters in isolated draw. Model theory principles were used to investigate within the physical modelling framework the possibility of directly scaling the geometry of the extraction zones, which indicated that flow zones could be scaled in cohesionless materials under a set of assumptions. A mechanistic model of isolated draw is also postulated from experimental data from observations of stresses and the IMZ's geometry.

© 2007 Elsevier Ltd. All rights reserved.

**Keywords:** Isolated draw; Gravity flow mechanisms; Cohesionless granular materials; Block caving; Scaling rules; Dimensional analysis

### 1. Introduction

Block caving refers to mass mining methods in which the ore body caves naturally after undercutting and the caved ore is recovered through drawpoints. These include block caving, panel caving and its variations. These methods currently have the lowest operational costs and highest productivity in underground mining [1].

The cost effectiveness of a block caving operation relies strongly on the use of gravity to both cave and transport large amounts of broken rock from its *in situ* location. In block caving methods, the ore and the waste caves under the influence of gravity and the redistributed *in situ* stresses after the undercutting of the orebody base. As material is extracted, the cave front propagates upwards until the overlying rock also caves and surface subsidence occurs.

The caving process transforms the initially *in situ* solid rock into a broken rock mass, which flows towards the drawpoints as it is extracted by mechanised equipment at drawpoints located in the production level [2].

Due to the high initial capital investment of a block cave and its lack of flexibility, it is critical for the success of caving mines to achieve an economically acceptable level of ore recovery and dilution content when in operation. Ore recovery and dilution in a block caving operation are strongly determined by the design and performance of the production level and the flow characteristics of the ore and waste material [3].

Research on gravity flow has mainly focused on understanding the mechanisms involved and their impact on the design and operation of the mine's production level. Despite its importance and the substantial research work, gravity flow mechanisms of the caved ore are still not well understood [4]. This paper attempts to address some of the questions raised in the literature by using a Large three-dimensional (3D) Physical Model built at The University

<sup>\*</sup>Corresponding author. Tel.: +61 7 33655954; fax: +61 7 33655999.

E-mail address: [raul.castro@uq.edu.au](mailto:raul.castro@uq.edu.au) (R. Castro).

<sup>1</sup>On secondment from the University of Chile, Santiago, Chile.



of Queensland as part of the International Caving Study, an international collaborative project funded by several major mining houses.

## 2. Previous work

The flow characteristics of the caved rock in block caving have been studied through physical and numerical models and full-scale trials [5–17]. There is consensus in the literature that the gravity flow of a granular medium generates two definite zones: the extraction zone formed by the removed material and the movement zone formed by the material under flow [9,10]. The majority of researchers have concluded that the shape of extraction and movement zones is ellipsoidal and called the zones accordingly [9–16]. Others have observed that the extraction zone geometry follows other shapes [4,6]. In this paper, in order to avoid reference to a particular shape of the flow zones when a point of draw is worked in isolation, we use the term isolated extraction zone (IEZ) to refer to the extracted zone; and isolated movement zone (IMZ), to refer to the volume that defines the flowing material.

To date most of the current understanding of the mechanics of isolated draw has been gained through physical modelling due to the practical difficulties in directly observing the caved rock flow *in situ*. Despite a considerable research effort, there is still debate in the literature about the controlling parameters on isolated draw in block caving. For example, McCormick [13] observed in small sand models that the IMZ followed a cylindrical shape and reached a constant width with extraction. He concluded that particle size and drawpoint width had a minimal effect on the maximum IMZ's width. Marano [12] and others [14,15] later conducted tests on large 3D sand models and concluded that the IMZ has a cylindrical shape and reached a maximum width soon after the start of draw. Marano's tests were used by Laubscher [18] to propose a guideline for the design of production levels in block caves based on the geometry of the IMZ.

Experiments measuring IEZs using gravel as the model media have been carried out in order to understand the flow of coarse caved rock [6,16]. Peters [7] concluded that particle size had a small effect on the IEZ width and indicated that the drawpoint width dimensions have a major role in determining its geometry. Peters observed that the extraction zones in gravel were not elliptical as described by Kvapil, but were elongated in the centre; he observed that the IEZ reached a maximum width with extraction. Power [16] who conducted 3D modelling using gravel, found that the height of draw and particle size had a strong effect on IEZ's geometry.

In this paper, the authors present a study of the controlling parameters in isolated draw for the flow of coarse caved rock from the results of experiments in the largest 3D physical model ever constructed to study gravity flow in caving mines. Statistical analyses on the data were carried out to help delineate the controlling parameters

under those conditions. As a first step towards that objective, a study of similitude between the large physical model set up and the prototype (mine) was carried out.

## 3. Analysis of similitude

The gravity flow of caved rock in block caving is a very complex process. The rock mass that is initially in a solid state becomes a fragmented mass by the action of stresses due to the caving process, that is, the primary fragmentation process. Afterwards, the caved rock is removed through drawpoints. As materials flows, secondary fragmentation of the rock through point loading and abrasion mechanisms takes place. Additionally, factors such as water intrusion, high level of fine fragmented rock and large stresses could potentially have a strong effect on material strength behaviour and therefore on its gravity flow characteristics. In order to physically model the flow of caved rock, a simplified version of the process was established which incorporates the following simplifications and assumptions: (a) gravity flow in caving mines involves the study of non-cohesive, coarse fragments, moving slowly under the action of gravity. (b) The granular mass is heterogenous but isotropic. (c) The granular flow occurs in a 3D environment without any special weak boundaries. (d) Rock breakage mechanisms, primary and secondary breakage, are not considered.

For the stipulated assumptions, an analysis of similitude showed that the gravity flow patterns observed in two different geometrical scaled models will be similar if the following conditions hold. (1) There is geometrical similitude for the whole block geometry. That includes block dimensions (height and area of draw), drawpoint dimensions, particle size distribution and particle shape. (2) Gravity and bulk density in the model and prototype are the same:  $\lambda_p = \lambda_g = 1$ . (3) The scale of times is related to that of the length by  $\lambda_t = \lambda_l^{1/2}$ . (4) The scale of stresses is related to that of lengths by  $\lambda_\sigma = \lambda_t = \lambda_l$ . (5) The residual friction angles are the same:  $\lambda_{\phi_r} = 1$ . (6) Wall friction angle are similar to the internal friction angle:  $\phi_w = \phi$ , where  $\lambda$  is the scale factor for each of the variables under study. During this study, the above hypothesis of scaling was tested by carrying out experiments at two different geometrical scales.

## 4. Experimental description

The large physical model was designed to run simulations of flow for block caving under both isolated draw and interactive draw conditions. Variations of design parameters such as drawpoint dimensions were also incorporated in the design. The physical model main assembly is 3.5 m wide, 2.5 m long, and 3.3 m high. It holds approximately 55 tonnes of aggregate. This represents the largest 3D physical model ever constructed to study flow in block caving using gravel as the model media (see Fig. 1).



The physical model was configured to represent modern block cave geometries using two different geometrical scales 1:30 and 1:100. The dimensions in the model were determined after conducting a benchmark of current mine design practise [18]. At these scales the physical model attempted to represent the flow of coarse fragmented caved rock having a mean size of 0.7 m and a height of draw of 100–330 m. The model height was 3300 mm and draw point dimensions were 120 mm wide  $\times$  100 mm high and 36  $\times$  30 mm accordingly. For the isolated draw experiments, drawpoints were located in the centre of the model's base so the flow zones did not intersect the model's walls.

Material was extracted using a vibrational loader so that it was not in contact with the model, preventing vibrations from affecting the flow. This system allowed material to be drawn remotely from beneath the model and fed onto a series of conveyors which transported it to a weigh point. The vibrational loader was designed and comparisons were made between extracting material using a model bucket and the vibrational loader with no difference being noted.

Refilling of the model was performed after the IMZ had reached the surface. This had the objective of preventing material riling towards the crater and of maintaining a constant level of vertical stresses. Thus, the maximum height of the IEZ referred to in this paper is that at which

the markers located at full height arrived at the drawpoint, which occurred after recycling gravel on the model's top.

#### 4.1. Model media

The tests described in this paper were conducted using crushed phyllite gravel purchased from a local quarry. The gravel was air dried prior to being used in the experiments. This had the objective of avoiding cohesion due to capillary effects on the material's fine fraction. During the experimental phase, two different media were tested, one using a narrow distribution (8 mm-ND) and another using a wide size distribution (18 mm-WD) of particle sizes. Additional to those tests, experiments on IEZs for a 20 mm narrow distribution media conducted by Power [16] were incorporated in the analysis. The cumulative size distribution for the different particle sizes is presented in Fig. 2.

The shear strength characteristics of the different media tested were determined using a large 300 mm diameter shear box. Samples were subjected to different normal forces ranging from 32 to 240 kPa, and results are presented in Fig. 3. Repeats of the shear strength tests showed that the error in the estimate of the friction angle was 1.5°. The results suggest that friction angle slightly increased with particle size.

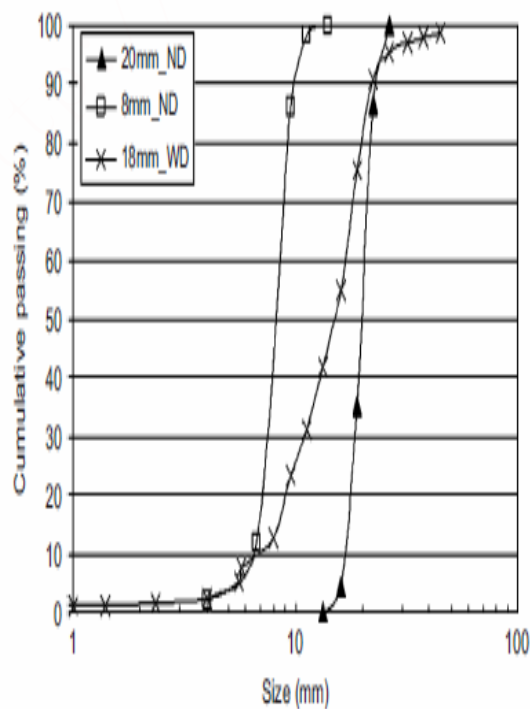


Fig. 2. Size distribution of material for different particle size distributions under study.



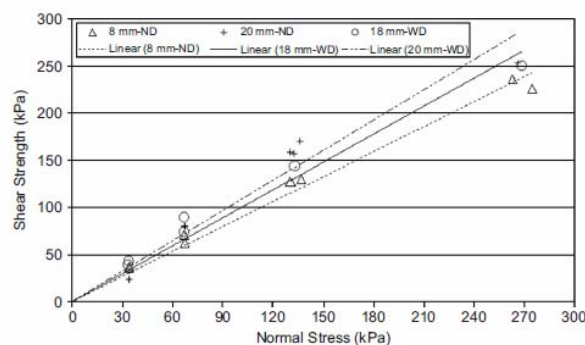


Fig. 3. Maximum shear strength for different particle sizes.

Table 1  
Summary of model media characteristics used during experiments

Material	$p_{50}$ , mm	$C_u$	$\phi$	Solid/bulk density, Ton/m <sup>3</sup>	Size fraction, mm	Aspect ratio ( $w:L:d$ ), mm	Shape factor $r_v$
WD-18 mm	16.8	2.33	45	2.7/1.9	19	32:24:14	0.78 ( $\pm 0.17$ )
					9.5	13:9:3	0.75 ( $\pm 0.13$ )
					3.5	7:5:3	0.82 ( $\pm 0.28$ )
ND-8 mm	8.3	1.53	41	2.70/1.55	13:9:6		0.81 ( $\pm 0.14$ )
ND-20 mm	20	1.21	46	2.71/1.5	32:20:13		0.84 ( $\pm 0.47$ )

## 4.2. Measurement devices

Because of the 3D configuration of the physical model, material was surrounded on all sides and thus modelling was, in effect, blind. In order to determine the extraction zone, painted numbered markers were positioned inside the model and recovered at the drawpoint (Fig. 4a).

However, only the geometry of the extraction zone for a given mass drawn could be deduced from the system of markers. For that reason, sensors were developed in order to determine the movement zone. The movement probes are of an extensometer configuration (Fig. 4b). A length of piano wire slides inside a length of brass tube, propelled by the internal spring of a microswitch. The frictional force between the sliding wire and tube is just low enough for the microswitch to move the piano wire forward when the assembly is horizontal. Adjustment is provided so that the piano wire can be set relative to the end of the tube when held back by a particle. The movement probes are designed to detect the beginning of movement of the particle directly in front of the probe tip. Prior to installation, the sensors were tested in a 2D model from where the flow contour could be observed and calibrated.



## 英文翻译

### 采用大型三维物理模型研究分段崩落法放矿

#### 摘要

分段崩落开采法依靠重力打碎和运输大量的铁矿石和废料。除了重力流的重要性，还有关于高度，粒径及其分布的提取对几何形状和运动区得出的影响的相关文献的争论。本文介绍了一个最大的三维（3D）物理模型实验方案的结果，此模型为在绘制一个单一的放矿点时流动粘性材料的调查机制。实验结果表明，放矿主要是受采粒径大小和放矿漏斗高度的影响。发现粒径对提取区轻微的影响，对运动区宽度影响不大。粒径组成（宽窄分布）和放矿点宽度没有发现对漏斗几何有重大的作用。这些结论来自对确定孤立借鉴的控制参数的实验数据的统计分析。采用模型理论原则来研究使用物理框架模型直接缩放几何提取区的可能，此原则指出在某一套假设下流动区的粘结材料是可缩放的。假设放矿漏斗的机械模型也是从 IMZ 的几何形状的实验数据得到。

#### 1、导言

分块崩落开采法是指大规模开采方法，在矿体自然倒塌后，通过放矿点回收贫化和塌陷矿。这些措施包括块崩落，放小组及其变化。目前，这些方法在地下开采中具有最低的运营成本和最高生产力。分块崩落开采法的成本效益强烈依赖于从原位置捣碎和运输大量碎矿的重力量。在分块崩落开采法中，粉碎矿石和废矿是在削弱矿体基地的地应力的再分配和地心引力的影响下。矿石向上传播直到覆岩粉碎和地面下沉。矿石粉碎过程是改变原始的固体矿石为流向放矿点的破碎岩体，因为它们要在放矿点使用机械设备达某一生产水平。

由于一个矿穴初始资本投资高和灵活性的缺乏实现的矿石回收和运作时的经济水平决定了放置漏斗是否成功的关键。分块崩落开采操作的矿石稀释和重获最终由生产水平的设计性能和矿石和废料的流动特性而定。

重力流研究主要着重于理解相关机制及其煤矿生产水平的设计和操作的影。尽管它这么重要性并进行了这么大量的研究工作，但矿石的重力流机制仍然没有被很好地理解。本文试图解决一些在昆士兰州大学，国际矿物研究，和一个资助了几个主要



的采矿房屋的国际合作项目共同建立的大型三维物理模型的文献中提出的问题。

## 2、前期工作

在分块崩落开采法中塌陷岩石块的流动特性已经通过物理研究和数字模型和全尺寸试验进行了研究。在文献中，被认可颗粒的重力流产生两个明确区：

：无关物质所形成的开采区，流动材料形成的运动区。大多数研究人员得出的结论是，提取的形状和运动区是椭圆形，因此被称为区。还有人指出，开采区的几何形状为其他。本文件中，为了避免在一些提请孤立工作时提及流区的某一特定形状，我们使用术语分离提取区（IEZ）代替提取区；和孤立的运动区（IMZ），替代确定流动材料的数量。

迄今为止大多数当前研究的力学放矿得到了通过物理模型，由于实际困难无法直接观察到的塌陷泥石流流原状。尽管进行了大量的研究工作，但在岩块崩落孤立提请的控制参数的文章中仍有争论。例如，麦考密克观察到在小沙模型中 IMZ 呈圆柱形状，并达到了提取的连续宽度。他的结论是，颗粒大小和放矿点宽度对最大 IMZ 宽度有极少的影响。玛拉诺和其他人后来进行测试大型三维沙漠模型，得出的结论是，IMZ 是一个圆柱形状，并在开始提请后不久达到了最大宽度。玛拉诺的测试使用了 Laubscher 为建立在 IMZ 几何形状基础上的块矿生产水平的设计提出的指导方针。

IEZs 测量实验已经实现了采用砾石作为模型媒体，来了解粗塌陷岩石的流动性。彼得斯的结论是，粒径大小对 IEZ 宽度有较小的影响并指出放矿点宽度尺寸对确定其几何结构有重要作用。彼得斯观察该砂石开采区并不如 Kvapil 所描述的为椭圆，但在中心是细长的；他指出，在提取时 IEZ 达到了最大宽度。用砾石进行 3D 建模的团队发现，提请的高度和颗粒大小对 IEZ 的几何形状有很大的影响。

本文作者提出了孤立提请粗塌陷岩石流动的控制参数研究，往往从建立最大的三维构造物理模型来研究放置漏斗的重力流的实验结果。完成这些数据的统计分析以帮助描述在这种条件下的控制参数。作为实现这一目标的第一步，完成建立大型物理模型和原型之间相似性的研究。

## 3、相似性分析

在分块崩落开采法中塌陷岩石的重力流是一个非常复杂的过程。



最初呈现固态的岩体，由于开采，通过压力的作用成为一大堆碎矿，这是最主要的裂变过程。此后塌陷岩石通过放矿点被运出。由于原料流动，通过点载和磨碎机的岩石进行二次破碎。此外，如水入侵，岩石碎裂的高度水平和强大的压力等因素材料强度方面和其重力流动特性可能有很大的影响。

为了塌陷岩石流动的物理模型，建立了一个进程的简化版本，包括下列简化和假设：

（a）放地雷重力流涉及无粘结，粗碎片，重力作用下的缓慢移动的研究。（b）颗粒质量参差不齐，但各向同性。（c）该颗粒流发生在没有任何特别薄弱界限的三维环境下。（d）不考虑破岩机制，初级和中级断裂。

规定假设，相似的分析结果表明，观察在两个不同的几何缩放模式下的重力流态将类似于下列条件时的进行：（1）整个块的几何形状几何相似。这包括块尺寸（高度和地区的借鉴），放矿点尺寸，粒径分布和颗粒形状。（2）从  $\lambda \rho = \lambda g = 1$  中，进而得到重力和容重在模型和原型上是相同的。（3）从  $\lambda t = \lambda l^{1/2}$  中，可得到时间规模与长度规模相关。（4）从  $\lambda \sigma = \lambda r = \lambda l$  中，压力的规模是与长度的规模相关。（5）从  $\lambda \phi_z = 1$  中，可得到剩余摩擦角是相同的。（6）从  $\phi_w = \phi$  中，可得到墙摩擦角和内部摩擦角相似。其中  $\lambda$  是研究每一个变量的比例因子。在这项研究中，在两个不同的几何尺度下进行实验测试上述假设的比例。

#### 4、实验描述

设计大型物理模型的目的是仿真运行孤立提请和互动提请状态下的块崩落流动。设计参数的变化，如放矿点尺寸，在设计中也有提及。主要的物理模型大概是 3.5 米宽，2.5 米长，3.3 米高。拥有的总量约为 55 吨。这标志着最大的三维构造物理模型往往以砾石作为示范媒体建造来研究块崩落流动（见图 1）。





采用两种不同的几何尺度 1:30 和 1:100 替代现实的几何块矿穴来配置物理模型。进行了当前煤矿基准的设计练习后确定模型的尺寸。在这些尺度下，物理模型试图描述一个平均粒径 0.7 米，提取高度 100-330 米的粗破碎岩石坍塌流动。

因此，该模型的高度是 3300 毫米，提请点尺寸是 120 毫米宽，100 毫米高，36-30 毫米。对于孤立提请试验，放矿点设在该模型基地的中心，以使流动区没有交叉模型的墙壁。

使用振动装载机提取材料，以便它不会与模型相联系，防止振动影响流量。该系统允许材料远程从模型和美联储的下面到一系列的传送带上使它运到一个权衡点。设计了振动装载机，并在使用模式水桶提取物质和没有出现差异的振动装载机之间作出比较。

当 IMZ 达到了表面之后，完成加气站模型。防止材料转移到弹坑和维持垂直压力在恒定的水平范围之内，是客观需求。因此，本文中提到的 IEZ 的最高高度中的是以位于抵达放矿点全高度为标志，在模型的顶端回收砾石之后发生。

#### 4.1 示范媒体

本文中，介绍购买当地采石场使用粉碎的千枚岩，砾石进行测试。试验使用之前，砾是要被风干。由于对材料优良率的毛细管效应，需要达到避免凝聚力的客观要求。在实验阶段，进行了两种不同媒体的测试，其中一个使用分布窄（8 mm-ND），另一个使用广泛粒度分布（18mm-WD）的颗粒大小。另外，附加这些试验，一个 20 毫米的





窄分布媒体的 IEZs 试验，在分析中电源被纳入进行试验。不同粒径的累积粒度分布介绍如图. 2 。

利用大型的 300mm 直径剪切框来决定不同测试媒体的剪切强度特性。样品受到从 32 至 240 千帕的不同正常法向力影响，结果见图. 3 。抗剪强度试验报告表明摩擦角是 1.51 的错误估计。结果表明，摩擦角随着粒径略长。

## 4.2 测量设备

由于三维物理模型的配置，材料被各方包围，因此实际上建模是盲目的。为了确定开采区，在模型上画定位编号标记，且可在放矿点恢复。

然而，只有给定的大规模提请的几何提取区可以推断得出的系统的标志。因此，开发传感器来确定运动区。运动探针是一个引伸的配置。通过内部弹簧的微动开关，在黄铜管的长度内推进一个钢琴丝幻灯片的长度。滑动线和管之间的摩擦力要足够的低，以至于微动开关能把钢琴线推进到组装时需要的水平。调整钢琴线知道它可以和管尾相接。在探头提示的前面的粒子在运动之前，要设计检测运动探测器。在安装之前，在二维模型中观察和校准道德流动轮廓从测试这些感应器。