前　言

《采矿概论》是国家建筑材料工业总局下达的编写任务，并根据该局高等学校非金属矿类专业教材编审委员会审定的课程教学大纲及编写细纲撰写的，作为《地质矿产勘查》、《选矿工程》、《矿业机械》以及《矿山工程测量》等专业的教学用书。

本着“面向现代化、面向世界、面向未来”的指导思想，考虑到要适合多专业使用的特点，教材除全面、系统、概括地阐述地质、地下采矿、露天采矿和石材开采等基本知识外，还介绍了一些国内外近些年来的采矿新技术，使学生对采矿和与采矿密切相关的地质知识以及当前采矿技术发展的新动向有较全面、系统的了解，为学好专业知识创造有利条件。

教材由四川建筑材料工业学院蔡本裕主编，黄兢参加编写。全书共分十二章，其中：绪论、第一章到第五章、第九章、第十一章的第一节由蔡本裕编写；第六章到第八章、第十章、第十一章的第二、三、四、五节以及第十二章由黄兢编写。全书由蔡本裕最后整理统稿。

本教材由国家建筑材料工业总局高等学校非金属矿类专业教材编审委员会组织审稿会审定。武汉工业大学徐长佑担任主审，武汉工业大学崔顺英、国家建材局咸阳非金属矿研究所董效佩、国家建材局四川非金属矿山设计院黄诚义、四川建筑材料工业学院袁孝治、张志呈以及国家建材局张志江参加审定。对书稿提出了宝贵意见，笔者谨致诚挚的感激。

教材编写过程中，得到学院院、系领导关心、非金属矿系资料室和学院教材科的支持，教材插图承蒙宗良钦、李显寅和覃如贤协助描绘，借此一并表示谢意。

编者限于水平，书中会有缺点甚至错误，恳切希望广大读者批评、指正。

编　者

一九八六年十二月于四川建材学院

目　录

绪论

第一章　地质基本知识……（1）

第一节　地球概述……（1）

第二节　地质作用及地质构造……（2）

第三节　矿物与岩石……（5）

第四节　地质年代……（7）

第五节　与矿床有关的基本概念……（9）

第六节　内生矿床……（9）

第七节　外生矿床……（10）

第八节　变质矿床……（11）

第九节　影响采矿的矿床特征……（11）

第十节　矿产普查与矿床勘探……（14）

第二章　凿岩爆破……（17）

第一节　矿、岩影响凿岩爆破的主要因素（17）

第二节　岩石分级……（18）

第三节　凿岩……（21）

第四节　矿用炸药……（24）

第五节　爆起方法和起爆器材……（31）

第六节　爆破方法和控制爆破技术……（37）

第三章　地下矿开拓……（43）

第一节　开拓巷道……（43）

第二节　矿田、井田和回采单元……（44）

第三节　阶段、矿块的开采顺序……（45）

第四节　单一开拓法……（47）

第五节　联合开拓法……（52）

第六节　主要开拓巷道位置确定……（54）

第七节　主、副井布置……（55）

第八节　井底车场……（56）

第四章　井巷掘进与支护……（60）

第一节　水平巷道掘进……（60）

第二节　水平巷道支护……（65）

第三节　天井掘进……（70）

第四节　竖井掘进与支护……（72）

第五节　斜井掘进与支护……（76）

第五章　地下采矿方法……（77）

第一节　地下采矿步骤及三级矿量的概念（77）

第二节　矿石损失和贫化……（78）

第三节　开采石棉、云母、水晶、冰洲石等非金属矿物的特殊要求……（78）

第四节　回采工艺概述……（80）

第五节　地下采矿方法的概念及其分类……（84）

第六节　空场采矿法……（85）

第七节　充填采矿法……（97）

第八节　崩落采矿法……（103）

第六章　矿井通风防尘……（114）

第一节　矿内空气……（114）

第二节　矿井通风压力及通风阻力……（116）

第三节　矿井通风方法及通风设备……（119）

第四节　矿井通风系统……（121）

第五节　矿井防尘……（124）

第七章　矿山运输及矿井提升……（128）

第一节　轨道运输……（128）

第二节　运输机运输……（131）

第三节　井下卡车运输……（132）

第四节　架空索道运输……（133）

第五节　矿井提升……（134）

第八章　矿井防排水及压气设备（140）

第一节　矿井防水措施……（140）

第二节　矿井排水……（141）

第三节　矿山压气设备……（143）

第九章　露天采矿基本知识……（147）

第一节　概述……（147）

第二节　开采台阶和露天采矿场构成……（147）

第三节　山坡露天矿和凹陷露天矿的概念（149）

第四节　露天采矿步骤简述……（149）

第五节　露天采矿与剥离的关系……（150）

第六节　剥采比及露天开采境界……（150）

第十章　露天矿床开拓……（153）

第一节　公路运输开拓……（153）

第二节　铁路运输开拓……（157）

第三节　胶带运输开拓……（158）

第四节　斜坡卷扬开拓……（160）

第五节　平硐溜道开拓……（161）

第六节　掘沟工程……（164）

第十一章　露天矿采掘工艺……（171）
第一节　穿孔爆破……（171）
第二节　采装工作……（175）
第三节　运输工作……（179）
第四节　排土工作……（183）
第五节　排土场的建设及环境保护……（186）
第十二章　石材开采……（188）
第一节　石材开采方法……（188）
第二节　荒料吊装与运输……（195）
第三节　石材加工简述……（195）
参考文献……（198）

第一章　地质基本知识

第一节　　地球概述

地球，是太阳系星族家庭中九大行星之一，是宇宙中一颗渺小的星球。地球表面，分海洋和陆地，海洋占地球面积的70.8%，陆地占29.2%。

地球上的陆地是一个不连续体，被海洋分割为若干巨大陆地块和极小陆地块，前者叫洲，后者叫岛屿。陆地表面，除高山、高原外，还有丘陵、盆地和平原，起伏不平，地貌极为复杂。

海底，是海水覆盖的地球表面，和陆地表面一样，也是起伏不平，地貌复杂。

地球上最高的地方，是我国的珠穆朗玛峰，海拔高8848.13m。地球上最低的地方，是太平洋中的马利亚纳海沟，其深度在海平面以下11033m，是世界上最深的海域。

地球系由不同物质组成的、呈若干同心圆圈层结构，由表及里，分外部圈层和内部圈层。

环绕地球的圈层，叫地球的外部圈层，它又分大气圈层、水圈层和生物圈层。

由氮、氧、二氧化碳、水蒸气和尘埃混合的气体圈层叫大气圈层。该圈层从地表到高空可达几千公里，风、云、雨、雪、冰雹等天气变化都在这里发生。

地球表面的湖泊、河流和冰川，以及地面下一定深度处的地下水，包围着地球构成连续而不规则的圈层叫水圈层。

地球大气圈层不小于六公里高的下部、水圈层全部及地球表面的土壤岩石层，既有空气，又有水份，加上适宜的气候，是生物生存、繁殖的有利地带，这就是包围地球的、有生命的生物圈层。地球上的生物活动，时刻影响着、改变着地球的外貌。生物遗体的堆积，则是形成煤、石油等矿产资源的物质基础。

地球内部根据莫霍不连续面和古登堡不连续面划分为地壳、地幔和地核三个圈层（图1—1）。

地壳，是地球表面的坚硬外壳，由岩石组成。地壳分陆地型和海洋型，前者较厚，平均厚33km，我国西藏境内最厚可达70km。海洋型地壳较薄，最薄的在太平洋底，只有5km厚，最厚的在大西洋和印度洋，厚10～15km。

地壳和大气圈、水圈、生物圈直接接触并互相影响。地壳是地壳运动、地震作用、火山爆发以及其它各种地质现象发生的场所。目前人们开采的各种矿产资源就在这里形成和蕴藏。所以，地壳是地

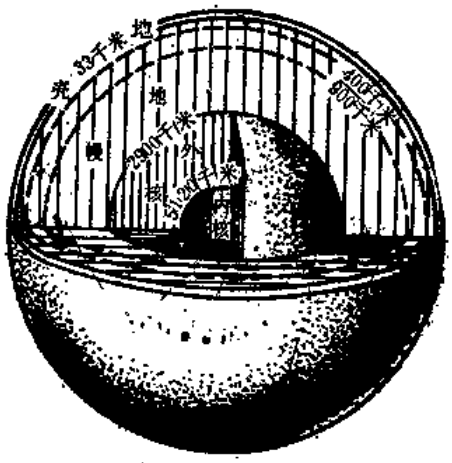


图1—1　地球内部圈层结构示意图

质学的主要研究对象。

第二节　地质作用及地质构造

在漫长的地质历史进程中，地壳时刻都在运动着、变化着，如高山夷为平地，沧海沧为桑田，坚硬岩石变成松散泥砂等等。地球经过长期演变，地貌不断发生变化，形成了如今的外形。自然界，引起地壳组成物质、地壳构造和地表形态发生变化的自然作用，叫地质作用。

自然界的地质作用，有的极为迅猛、激烈，如山崩、地震，瞬间可造成巨大灾害；有的却十分缓慢，长期持续，人们感觉不到，如岩石风化，海陆变迁，山脉隆起。

地质作用，按其产生的动力不同，分内力地质作用和外力地质作用。

一．内力地质作用

由地球内部动力引起地壳物质成份、内部结构和地表形态发生变化的地质作用叫内力地质作用，其表现形式为地壳运动、岩浆活动、变质作用和地震。不少矿产资源就是内力地质作用的产物。

1．地壳运动　地壳自形成以来，一直处于人们感觉不到的运动状态，年久日深，引起地壳发生水平或垂直位移，造成海陆升降，岩层褶皱、断裂，地貌发生变化，这种由内力引起的地质作用叫地壳运动。如珠穆朗玛峰，几千万年之前是一片汪洋大海，处于缓慢地壳运动状态，后来发生强烈的水平运动，岩层挤压，产生巨大褶皱，地壳上升，形成了世界第一高峰。

2．岩浆作用　地壳深部的岩浆，是一种以硅酸盐成份为主、富含水份、CO_2、H_2S、和SO_2等挥性气体以及含有Fa、Ca、Ka、Al等金属氧化物和硫化物的高温（700～1300°C）、高压粘稠状熔融体，当其沿地壳裂隙上升流动冷凝过程中，使围岩成份和结构发生变化，直至上升到地壳上部或喷出地表冷却凝固成岩石，这一全过程叫岩浆作用。岩浆沿裂隙由深部喷至地表叫喷出作用，如火山喷发；岩浆沿地壳裂隙侵入凝固成岩浆岩叫侵入作用。

3．变质作用　由于地壳运动、岩浆活动，使地壳中原有岩石的矿物成份、化学成份和组织结构发生改变的作用，叫变质作用。

4．地震作用　地球内部积聚的能量，瞬间释放，使地壳产生快速颤动叫地震。一次地震，一般都要经历前震、主震和余震三个阶段。地震过程中，震动最强的一次叫主震，主震往往造成破坏性灾害。

地震，按震源深度分浅源地震（0～60km）、中源地震（60～300 km）和深源地震（300 km以上）。破坏性地震多发生在离地表3～5 km到10～20 km深处。1976年7月28日3时42分我国唐山—丰南地震，7.8级，震源深12km。

地震的大小，用震级表示。地震震级，从0～9级，共分10级：2.5级以下，人无

震感，属微震；2.5～4级，人有震感，属小震；5级以上，具破坏性。强烈地震，对人类曾造成过程度不同的灾害。我国是一个多地震活动的国家，早在公元前1831年就有过地震记载史。世界上第一台记录地震的仪器——候风地动仪，是公元132年我国东汉时期科学家张衡（公元78～139年）发明的，这是我国古代科学家在地震研究方面取得杰出成就的代表。解放后，党和国家对地震的预测、预防极为重视，制订了以预防为主，专群结合，依靠广大人民群众做好预测、预防的方针，取得巨大成绩。1975年辽宁海城7.3级地震，由于及时准确做了预测、预报工作，使一个人口稠密地区，避免了一场重大伤亡，为世界地震史上前所未有。

二、外力地质作用

地壳表层岩石在地球外部能量作用下破碎、迁移和富集，形成沉积岩层和矿产，这种地质作用叫外力地质作用。外力地质作用，按其作用方式，有以下几种：

1．风化作用　地壳表层岩石，经受风吹雨打，日晒夜露，在水份、氧气和生物新陈代谢分解的有机酸等作用下，发生机械破坏和化学分解，使整体岩石或者开裂破碎，形成碎屑物，残留原地；或者逐渐溶解、水化、氧化而遭破坏，形成的可溶物随水流失，不溶物、新的氧化物和新的含水矿物原地堆积，这种物理的（图1—2）、化学的、生物的外力破坏作用过程称为风化作用。实际上，上述各种外力破坏作用，均系同时进行，互相影响，过程极为复杂，只不过在不同时期有主有次而已。

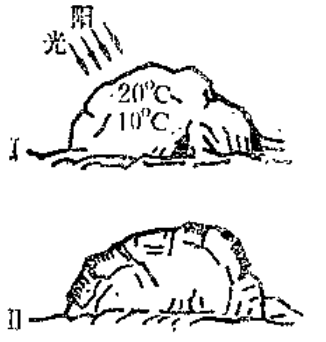


图1—2　温差物理风化作用过程示意图

2．剥蚀作用　地壳岩层经风化后，被地面水流、海水和风力等就地剥落，这一作用过程，叫剥蚀作用。风化和剥蚀作用，互相影响。坚硬岩石经风化变得松散利于剥蚀，剥蚀后暴露出来的新鲜岩石，为继续风化创造有利条件。

3．搬运作用　风化和剥蚀作用的产物，在水流和风力作用下，离开原地，被搬运到其他地方的过程叫搬运作用。

4．沉积作用　被搬运的物质，经搬运一定距离之后，由于搬运能力减弱，或因搬运介质的物理化学条件发生变化，在条件适宜的地方沉积下来，叫沉积作用。

5．固结成岩作用　逐步沉积下来的松散沉积物，在上覆沉积物和水体的作用下，水份被挤出，沉积物颗粒紧密排列，颗粒间的孔隙被SiO_2、Fe_2O_3和$CaCO_3$等化学胶结物充填胶结，固结成为坚硬岩层。

三、地质构造

未经地壳运动影响的沉积岩层呈水平产出，经地壳运动作用后，其原始产出状态发

生倾斜（图1—3）、弯曲、断裂等形态各样的地质构造，野外常见的可归纳为褶皱和断裂两大类。

1．岩层产状　地壳中岩层的空间产出状态，叫岩层产状。岩层产状用岩层走向、倾向和倾角表示。如图1—4所示，岩层层面与水平面ABCD的交线AB叫走向



图1—3　倾斜岩层

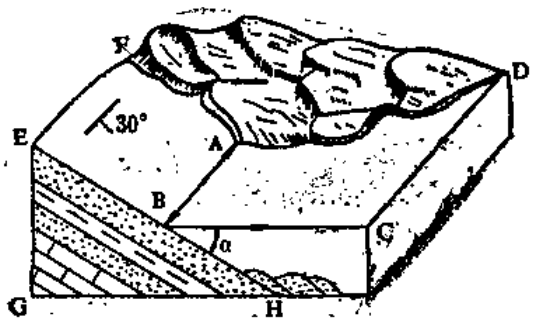


图1—4　岩层产状要素主体图解

ABCD—水平面；AB—走向线；BH—倾斜线；BC—倾向；α—倾角

线，走向线两端的延伸方向叫岩层走向，它表示岩层的空间水平延伸方向。

岩层层面上与走向线垂直并向下延伸的直线BH叫倾斜线；倾斜线在水平面上的投影线BC所指的方向叫岩层的倾向。

岩层的倾角，系岩层层面上的倾斜线BH与其在水平面上的投影线BC的夹角α。

2．褶皱构造　系岩层在水平地壳运动作用下发生塑性变形，被挤成弯弯曲曲、但连续性、完整性仍保持完好的一种地质构造图（1—5）。岩层褶皱的弯曲部份叫褶曲，向上拱起的褶曲叫背斜，向下弯曲的褶曲叫向斜。岩层的背斜和向斜，相间排列，彼此连接，连续出现。

3．断裂构造　系地壳运动使岩层遭到破坏，发生断裂和错动的一种地质构造。根据岩层沿断裂面相对位移的程度，断裂构造分节理和断层两种。

节理（图1—6）就是通常所说的裂隙，是岩层断裂后不发生错动或错动不明显的断裂构造。岩层节理很多，叫节理发育。

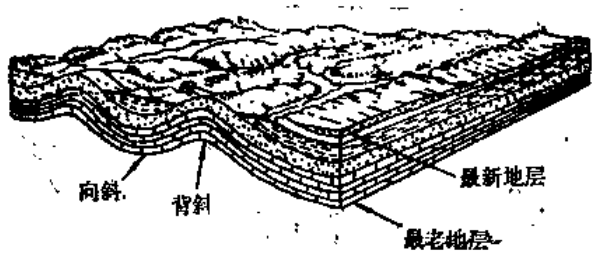


图1—5　褶皱构造



图1—6　岩层节理

岩层沿断裂面发生明显位移或错动的断裂构造叫断层（图1—7），断层有大有小，波及地壳有深有浅。

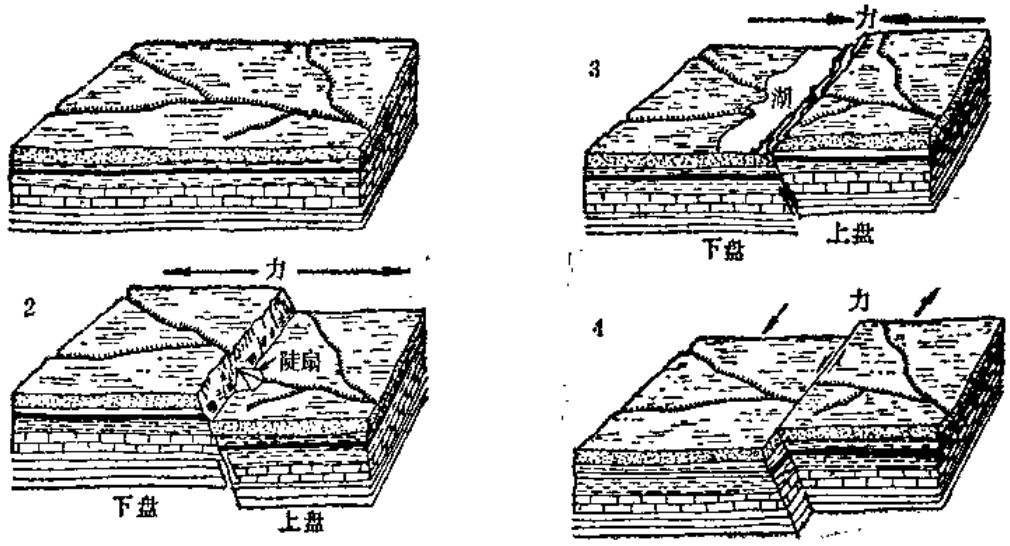


图1—7　断层及其类型

1—断裂之前；2—正断层；3—逆断层；4—平移断层

根据断层面两侧岩层的相对移动方向，断层有以下几种类型。

如图1—7之2所示，上盘相对下降，下盘相对上升之断层叫正断层，为张力所造成。上盘相对上升，下盘相对下降之断层叫逆断层，为压力所造成，如图1—7之3所示。两盘沿水平方向或近似水平方向相对移动的断层叫平移断层，为地壳水平运动和岩层受力不均所造成，如图1—7之4所示。

岩层断裂后，断层面两侧岩体相对位移的水平距离叫水平断距，相对位移的垂直距离叫垂直断距（图1—8）。

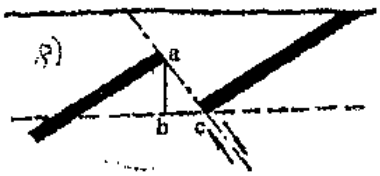


图1—8　断距示意图

ab—垂直断距；bc—水平断距

节理和断层等地质构造，是岩浆的通道，又是成矿物质富集的场所，故成矿前的地质构造，不仅控制着矿体的规模、形状与产状，而且利于矿体的形成。受控于断层、裂隙的矿体形状和产状，是确定矿床开拓、采矿方法及回采工艺等重要依据。成矿后产生的地质构造，对矿体则起破坏作用。节理裂隙，会使矿岩的结合能力大大削弱，稳固性降低，特别是节理裂隙发育时更甚。断层使矿体遭受切割、破坏，甚至错失，出现破碎矿段，这都会给矿山井巷掘进与支护带来困难，使矿房回采潜伏着冒顶隐患，威胁采矿安全，必须认真研究，慎重对待。

第三节　矿物与岩石

一、矿物

矿物，是矿石和岩石的基本组成成份，由一种或数种化学元素组成，有一定的晶体

结构和形态以及各自的物理化学性能。绝大多数矿物是固态，也有气态（天然气）和液态（汞）的。自然界已发现的矿物达3000多种，其中约200多种能为工农业利用。

组成岩石的矿物叫造岩矿物。自然界中，组成常见岩石的造岩矿物，主要是石英、长石、云母、角闪石、辉石、橄榄石等硅酸盐矿物。

组成有用矿产的矿物叫造矿矿物，如石棉、云母、金刚石、方铅砂、黄铜矿、磁铁矿等。地壳内造矿矿物远比造岩矿物量少，但富集形成矿产后，则具有很大经济价值，为四化建设不可缺少的原料。

二、岩石

岩石，是组成地壳的物质基础，按其成因，有岩浆岩、沉积岩和变质岩三大类。

1．岩浆岩　又叫火成岩，由岩浆冷凝而成，是构成地壳的主体岩石，占地壳总重量的95%。岩浆沿地壳裂隙侵入冷凝而成的岩石叫侵入岩。离地表三公里以下的岩石叫深成岩。离地表三公里以内的地壳浅部形成的岩石叫浅成岩(图1—9)。岩浆由地壳深部直接喷至地表冷却凝固或堆积而成的岩石叫喷出岩。

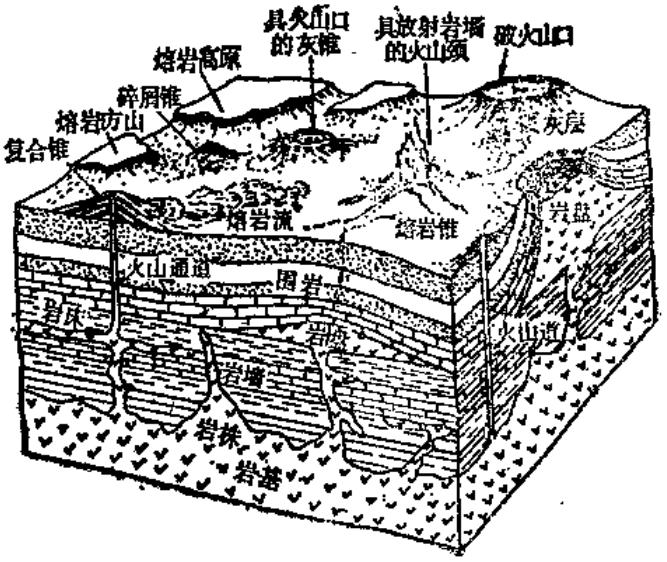


图1－9　侵入岩与喷出岩示意图

岩浆岩主要由富含硅、铝的浅色矿物石英、长石和富含铁、镁的深色矿物黑云母、角闪石、辉石和橄榄石等硅酸盐矿物组成。根据SiO_2含量，岩浆岩分超基性岩（SiO_2<45%）、基性岩（SiO_2为45～52%）、中性岩（SiO_2为52～56%）和酸性岩（SiO_2>56%），其主要岩石有：橄榄岩、辉岩、金伯利岩；辉长岩、辉绿岩、玄武岩；闪长岩、闪长玢岩；花岗闪长岩、粗面岩；花岗岩、花岗斑岩等。

岩浆岩不含有机质，多呈致密块状，坚固稳定。

岩浆岩中，盛产许多重要非金属和金属矿产，如金刚石、云母、铬、镍、铜、铁、钒、钛、锌、铅等。

2．沉积岩　是一种次生岩石，在外力地质作用下沉积、固结而成，含有先成岩的长石、石英、白云母等陆源碎屑矿物（也叫继承矿物），在沉积成矿过程中，又形成方解石、白云石、石膏、粘土矿物等同生矿物（也叫自生矿物），有时还含有生物遗体等有机质。

沉积岩呈层状产出，具层理构造，各向强度不一，稳固性视胶结物不同而异。常见的沉积岩有：页岩、砂岩、石灰岩、白云岩、砾岩等。

人类开采利用的矿产，75～85%产于沉积岩。能源矿物---煤、石油、天然气、石膏、岩盐类矿产；大多数铁矿、磷矿、铝矿、锰矿等都产在沉积岩中。

三、变质岩

地壳中的先成岩经变质作用而形成的岩石叫变质岩，其矿物成份，一部份是继承性矿物，即先成岩中也有的石英、长石、云母、角闪石、方解石、白云石等矿物，一部份是经变质作用后形成的蛇纹石、石墨、滑石、石榴子石、金云母、红柱石等变质矿物，是区别于岩浆岩、沉积岩的标志矿物。片理构造，也是变质岩的重要特征。板岩、千枚岩、片岩、大理岩、石英岩、矽卡岩等变质岩多为常见。

变质岩中，蕴藏着石棉、石墨、滑石、磷矿、铁、铜、铅、锌、锡、钨等许多非金属和金属矿产。某些变质岩如大理岩本身就是很珍贵的建筑装饰材料。

第四节　地质年代

地球自形成到现在，大约有45亿年。

地壳中各种岩石和矿产，都是在一定的地质时代形成，产在一定的地层中。地层是研究地壳发展史的依据。根据地层的物质成份、所含化石等实际资料，可确定地层的生成顺序和形成时代，进而分析地层形成的环境，了解古代自然地理的变迁、发展、演化以及地壳运动的规律。确定地层及其形成的地质年代，对寻找矿产资源具有实际意义。

未经剧烈地质构造的原始地层，老地层在下，新地层在上，具有一定的层序，叫地层层序规律。此外，生产实践和科学研究表明：不同时代形成的地层，含有不同的生物化石；不同地区含相同生物化石的地层均属同一地质时代，这叫化石层序规律。根据这些层序规律，可划分地层形成的地质年代单位及地层单位。

生物进化过程，为不可逆发展，由简单到复杂，由低级到高级，全世界都一样。根据生物进化过程划分的地质年代单位和地层单位，适用于全世界，叫国际地层单位，分为界、系、统三级，与之相适应的相对地质年代单位叫代、纪、世。表1—1为目前常用的地质年代表。

表1—1　　地　质　年　代　表

地质时代（地层及代号）				距今年龄	生物繁殖		
代（界）	纪（系）		世（统）	（Ma）	植物	动物	
新生代（界Kz）	第四纪（系Q）		全新世（统Q_5）		被子植物	人类出现	无脊椎动物继续演化发展
			更新世（统Q_p）	2		哺乳动物与鸟类	
	（第三纪）系R	晚第三纪（系N）	上新世（统N_2）				
			中新世（统N_1）	26			
		早第三纪（系E）	渐新世（统E_3）				
			始新世（统E_2）				
			古新世（统E_1）	65			
中生代（界Mz）	白垩纪（系K）		晚白垩世（统K_2）		裸子植物	爬行动物	
			早白垩世（统K_1）	137			
	侏罗纪（系J）		晚侏罗世（统J_3）				
			中侏罗世（统J_2）				
			早侏罗世（统J_1）	195			
	三叠纪（系T）		晚三叠世（统T_3）				
			中三叠世（统T_2）				
			早三叠世（统T_1）	230			
古生代（界Pz）	二叠纪（系P）		晚二叠世（统P_2）			两栖动物	
			早二叠世（统P_1）	285	裸蕨类及原始裸子植物		
	石炭纪（系C）		晚石炭世（统C_3）				
			中石炭世（统C_2）				
			早石炭世（统C_1）	350		鱼类	
	泥盆纪（系D）		晚泥盆世（统D_3）				
			中泥盆世（统D_2）				
			早泥盆世（统D_1）	400	裸蕨植物		
	志留纪（系S）		晚志留世（统S_3）				
			中志留世（统S_2）				
			早志留世（统S_1）	435			
	奥陶纪（系O）		晚奥陶世（统O_3）				
			中奥陶世（统O_2）				
			早奥陶世（统O_1）	500			
	寒武纪（系ϵ）		晚寒武世（统ϵ_3）				
			中寒武世（统ϵ_2）				
			早寒武世（统ϵ_1）	570			
元古代（界P_t）	晚元古代	震旦纪（系Z）	晚震旦世（统Z_2）		藻、菌类植物	海生无脊椎动物	
			早震旦世（统Z_1）	800			
	中元古代			1000			
				1900			
	早元古代						
				2500			
太古代（界Ar）							
				4600	生命现象开始出现		

裸露无脊椎动物

第五节　与矿床有关的基本概念

一、矿石和品位

矿石，是一种有用成份含量达到了在一定技术经济条件下能为国民经济所利用的特殊岩石。实际上，矿石和岩石的概念是相对的，与矿石的加工技术水平密切相关。矿石的加工技术水平提高了，原来因有用成份含量低不能利用而列为岩石的就能得到利用而列为矿石。

矿石，由矿石矿物和脉石矿物组成，前者是矿石中的有用成份，能直接利用或从中提取有用元素，后者是矿石中的无用矿物或有用成份含量甚微而不能利用的矿物，如石棉矿石、云母矿石中可直接取得并被利用的石棉、云母为矿石矿物，蛇纹石、石英则分别为石棉矿石、云母矿石的脉石矿物。

矿石的质量，通常以品位表示。所谓品位，是矿石中有用成份的重量与矿石重量之比，是衡量矿石质量的主要标志，常用%表示。有些非金属矿，如云母矿石，其品位以公斤／米^{3}表示，金刚石的品位以毫克／米^{3}表示。

二、矿体、矿床和围岩

地壳中数量和质量都达到工业要求具有开采价值的矿石自然聚积体叫矿体。矿体是具有一定形状、大小和产状的地质体，是组成矿床的基本单位。

矿体周围不能被利用的岩石叫围岩，在矿体上部的叫上盘围岩或顶板，在其下部的叫下盘围岩或底板。

矿体和围岩的界限，取决于围岩中有用成份含量的高低。有的界限十分明显，眼睛即可区分，有的界限不明显，有用成份含量逐渐降低，要取样化验，根据边界品位指标确定。

一个矿床，或只有一个矿体，或由数个矿体组成。一个矿床，有无开采价值，取决于矿石品位及储量，也取决于国家在一定时期内对矿石需要的程度，以及矿床产出地区的交通和工业发展条件。

矿床，按成矿作用，分内生矿床、外生矿床和变质矿床。

第六节　内生矿床

内生矿床，是岩浆活动过程中冷凝结晶而形成，因冷凝结晶阶段不同，内生矿床有以下几种。

一、岩浆矿床

岩浆矿床，是岩浆冷凝结晶成为岩浆岩阶段内形成的矿床，是岩浆活动过程中最先形成的矿床，岩浆活动过程中，发生结晶分异作用，熔点高的有用成份，如铬铁矿，先于橄榄石、辉石等硅酸盐类矿物结晶析出，在重力作用下，沉到岩浆底部富集成矿。随

着岩浆温度降低，金属硫化物熔融体和硅酸盐成份熔融体，因比重不同而互相分离，比重大的金属硫化物熔体下沉富集，形成岩浆矿床。

岩浆矿床和岩浆岩同时形成，其矿物组成与相应的岩浆岩围岩相似，但含量比围岩高，呈渐变过渡为围岩，两者界限不明显。

矿体产在橄榄岩、辉岩、辉长岩等超基性和基性岩浆岩内，常呈似层状、透镜状、矿瘤、矿巢、矿脉产出。

岩浆矿床，具有重要战略意义。铬铁矿、钒—钛磁铁矿、铜—镍硫化物、金刚石以及铌、钽稀土元素矿物等矿产资源均产于这类矿床中。我国第三大钢铁基地四川攀枝花钒—钛磁铁矿就属于这类矿床。

二、伟晶岩矿床

伟晶岩矿床，又叫残留岩浆矿床，是岩浆活动过程中，有用矿物和硅酸盐成份因岩浆分异作用已结晶形成相应的矿床，剩下的残留岩浆中，硅酸盐成份、挥发份和许多稀有金属大量富集，使残浆粘性小、流动性大，凝固温度降低，结晶时间长，各种矿物成份缓慢结晶，形成粗大晶体，叫伟晶岩，当有用成份富集达到工业利用要求时，则为伟晶岩矿床。矿物结晶粗大（如云母晶体面积可达 3～5 m^2），成矿受控于裂隙，呈脉状成群产出，是这类矿床的主要特征。

伟晶岩矿床，以花岗伟晶岩矿床具有重要工业价值，是铌、钽、铯、铷、铪、铍等稀有金属的重要产地，也是铀、钍等放射性元素的重要宝库，还是云母、水晶、压电石英以及宝石等非金属矿的重要产出矿床。

三、气水—热液矿床

气水—热液矿床，也叫岩浆期后矿床。如前述两个成矿阶段后剩下的岩浆，是一种富含挥发性成份、粘性更小、流动性更大的含矿气水—热液。在适宜的条件下，这种含矿气水—热液或者侵入化学性很活泼的石灰岩、白云岩等碳酸盐类岩石裂隙，与围岩发生化学反应，将围岩接触带内的部份矿物成份溶解、交代和置换，形成接触交代矿床；或者侵入化学性不活泼的岩石（如页岩、硅质岩等）裂隙，与围岩不发生化学反应，而是沿着裂隙沉淀、富集、充填形成矿床，叫热液矿床。

气水—热液矿床，矿产十分丰富，在四化建设中占有重要地位。大部份有色金属（如铜、铅、锌、锑、钨、锡、钼……）、稀有元素（如镓、锗、铟、镉……）、铀矿以及石棉、硫、重晶石、萤石、明矾石、菱镁矿、冰洲石等许多非金属矿产都有产出。以盛产康棉享誉世界的四川纵纤维蛇纹石石棉矿床，属气水—热液矿床，石棉纤维产于由超基性岩（如橄榄岩）蚀变而成的蛇纹岩节理裂隙中，石棉纤维与裂隙壁平行，石棉呈网状脉产出。

第七节　外生矿床

外生矿床，系成矿物质在外力地质作用下富集而成的矿床。外生矿床，据其成因，

分风化矿床和沉积矿床。

一、风化矿床

出露地表的岩层与矿体，受风化、剥蚀作用破碎后，易溶物和轻微粒被地表水、地下水和风力带走，难溶和比重大的有用矿物，除原地富集形成残留砂矿床外，还在重力作用下，沿山坡移动堆积，形成坡积砂矿床。这种矿床，以金刚石、金等砂矿为常见。

出露地表的矿体和岩层，在化学风化作用下，难溶成份呈胶体溶液原地或就近富集形成风化残余矿床。这种矿床，规模较大，品位较高，有较大的工业价值，如高岭土矿、膨润土矿、铝土矿等。

二、沉积矿床

成矿盐类水溶液，汇集到内陆盆地后，湖水蒸发，不断浓缩、饱和、沉淀形成蒸发沉积矿床，如石膏矿床、盐湖矿床等。

溶于水中成胶体状的成矿物质，与水中腐植质结合，稳定性、悬浮性好，经长途水力运搬进入海水盆地后，凝聚下沉形成胶体化学沉积矿床。世界上广泛分布、具有工业意义的铁、锰、铝沉积矿床属这类矿床，我国淄博铝土矿、庞家堡铁矿亦属此类矿床。

第八节　变质矿床

地壳内的先成矿床，经变质作用后形成的矿床，统称为变质矿床。因变质作用和变质程度不同，形成的变质矿床与先成矿床的差别也不一样。经变质作用，地质特征发生变化，有用矿物富集形成的矿床，其基本性能与工业用途并未改变者，叫受变质矿床；其基本性能与用途与先成矿床完全不同者，叫变成矿床。前者系沉积矿床受区域变质成矿作用而形成，如中外驰名的鞍山式铁矿；后者系热力接触变质作用而形成，如岩浆侵入煤层，炭富集并重新结晶形成的石墨矿床。

第九节　影响采矿的矿床特征

埋藏在地下的矿床，千姿百态，地质条件复杂多变，要能安全、最大限度地从矿床中采出各种矿石，必须就以下对采矿有影响的矿床特征深入、全面研究和了解，以期采取与之相适应的技术决定，合理开采。

一、围岩的稳固性及按稳固性分类

矿岩采出后，出现采空区，大面积暴露。为维持暴露空间不垮，矿岩允许暴露面积的大小及其暴露时间长短的性能，叫矿岩的稳固性。

矿岩的稳固性，不仅受其本身结构的影响，而且与地质构造、水文地质条件、矿岩风化程度和采空区大小有关，对地下采矿方法、采场地压管理、井巷掘进与支护影响很

大。由于影响矿岩稳固性的因素极为复杂，到目前为止，还不能用一个统一的、完善的定量指标表示矿岩的稳固性，比较通用的办法，是用采空区矿岩允许暴露面积的大小，粗略地将矿岩的稳固性分为以下五等。

1．极不稳固的　在这种矿岩里采矿和掘进巷道，不允许有暴露面积，否则不安全。开采这种矿石，要采用人员不进入采矿场的采矿方法，掘进时，要超前支护。

2．不稳固的　矿岩允许暴露的面积在50m²以内，支护作业随工作面推进立即进行，否则生产不安全。

3．中等稳固的　矿岩允许暴露的面积在50～200m²以内，支护工作随作业面的推进可不立即进行。

4．稳固的　矿岩允许暴露的面积在200～800m²以内，一般经不太长时间进行支护。

5．极稳固的　矿岩允许暴露的面积在800m²以上，长时间不支护，并不垮塌。

二、矿体按倾角分类

矿体的倾角，影响矿床开拓，也决定着采场矿石运搬方法。通常矿体按倾角分以下几种：

1．水平矿体　倾角在5°以下；

2．缓倾斜矿体　倾角在5～30°；

3．倾斜矿体　倾角为30～55°；

4．急倾斜矿体　倾角在55°以上。

三、矿体按厚度分类

根据采矿技术条件，矿体按厚度通常分为以下几种：

1．极薄矿体　厚度0.8m以下；

2．薄矿体　厚度0.8～2.0m；

3．中厚矿体　厚度2～5m；

4．厚矿体　厚度5～20m；

5．极厚矿体　厚度20m以上。

矿体厚度不同，采矿方法也不相同。如开采薄矿体，一般采用浅眼落矿的采矿方法，开采厚矿体，则用大量崩矿的采矿方法。

四、矿体的产状及形状

矿体的产状，和岩层产状一样，系指矿体在地壳中的空间位置，常用走向、倾角和厚度表示。矿体厚度沿走向和沿倾斜均可发生变化，如胀大、缩小、分枝、复合甚至尖

灭。这对采矿影响甚大。

矿体形状，对选择采矿方法，布置采准巷道，影响很大。形状不规则的矿体，不利于巷道布置，落矿爆破参数如果确定不当，会导致矿石损失与贫化。矿体形状，大体有以下几种：

1．**矿脉**　是充填在岩体裂隙中矿体（图1—10），其大小变化很大，大者长可

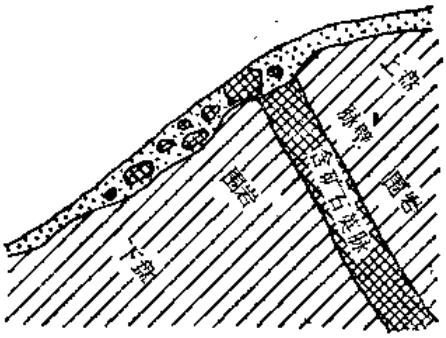


图1—10　矿脉

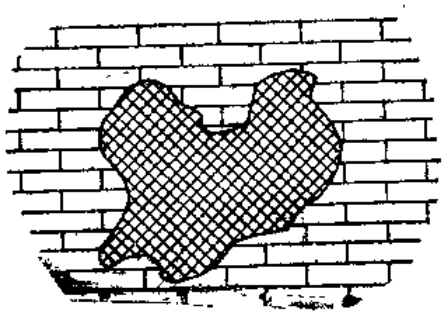


图1—11　矿瘤

达几千米，厚可达几米到几十米。

2．**矿瘤**　各向均衡发展、直径可达数十米的矿体，叫矿瘤（图1—11），直径在几米以内者叫矿巢，即通常所说的鸡窝矿。

3．**层状矿体**　是与层状围岩产状一致的沉积或沉积变质板状矿体（图1—12）。



图1—12　层状矿体

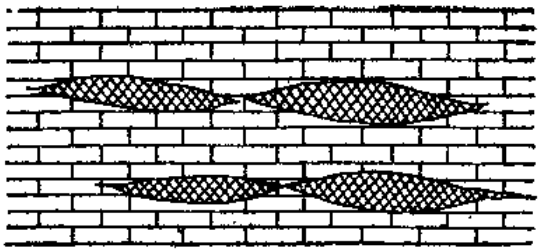


图1—13　透镜状矿体

这种矿体，形状简单，厚度稳定，走向和倾向方向延伸都较大。

4．**透镜状矿体**　是矿脉或矿层在延伸方向很快尖灭或收缩形成如图1—13所示的矿体。

5．**柱状矿体**　也叫筒状或管状矿体，为上下延伸很大，其它方向不发展的矿体，金刚石矿多产于这种矿体中。图1—14所示为金伯利岩中岩管型金刚石矿床，呈柱状产出，向下延伸，浅的一般在30～100 m，深的可达1000 m。岩管出露地表的形状有圆形、椭圆形等各种形状，其直径从数十米到百余米，其出露面积通常在500～600 m²，大的岩管面积可达2～3万m²。坦桑尼亚姆瓦杜伊金伯利岩管面积达1625×1068 m²，该国的金刚石均采自这个金伯利岩管。

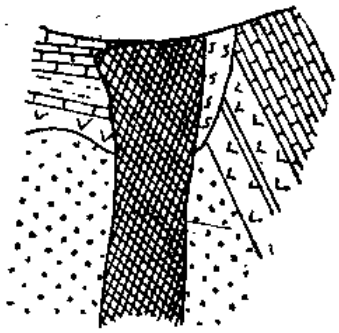


图1—14　岩管型金刚石矿床

第十节　矿产普查与矿床勘探

矿产普查是在大范围地区内作地质调查研究，目的在于发现发展国民经济需要的矿点、矿化区或矿床，对其作出初步地质经济评价，为确定进一步勘探地段或地区提供必要的依据。

矿床勘探，是矿产普查的继续与深入，分以下三个阶段进行。

一、初步勘探

初步勘探，是对普查阶段已确定具有工业远景的矿床，采用探槽（图1—15）、浅井（图1—16）、浅钻等工程，在地表揭露矿体及浅部控制，深部用稀疏的钻探或坑探工程进行控制，以大体查明：矿床规模；成矿地质条件；地质构造；矿体形态及产状；矿石质量及技术加工条件；矿床水文地质及矿山开采技术条件；获得C＋D级储量。

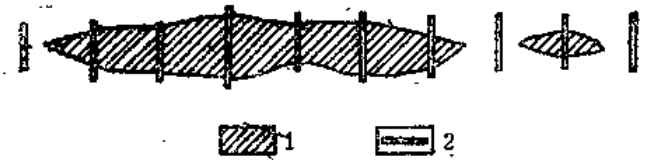


图1—15　用探槽揭露矿体
1—矿体；2—探槽

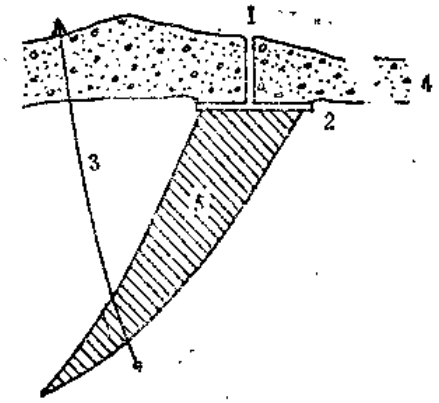


图1—16　用浅井揭露矿体
1—浅井；2—穿脉；3—钻孔；4—浮土层；5—矿体

矿床有无工业价值，初探应作出肯定结论，并阐明详勘的必要性。初勘阶段对矿床作出的工业评价，经详细勘探后，不应发生原则性变化。

二、详细勘探

详细勘探，是在初步勘探对矿床的工业评价作出肯定结论的基础上，根据国家建设的需要，对纳入近期开采的矿床及其一部份，进行全面、深入的地质调查研究工作，通过系统的钻探（图1—17）、坑探（图1—18）工程，配合物探化探对矿体深部进行详

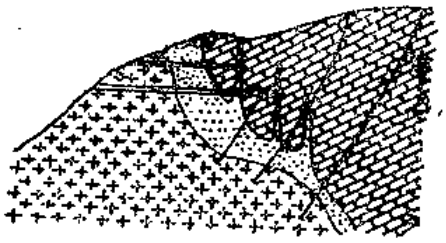


图1—18　坑探、钻探工程

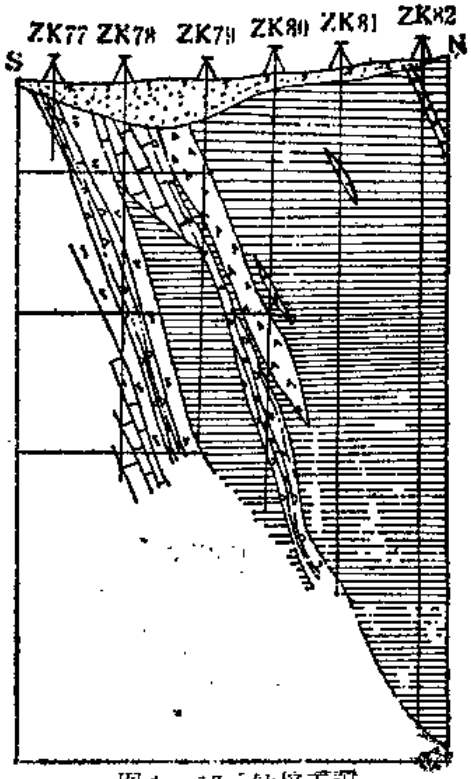


图1—17　钻探工程

细揭露，同时加密地表揭露工程，以确切查明矿床的一切情况，对矿床作出全面、系统的地质经济评价，为矿床开采设计提交地质资料。

三、生产勘探

生产勘探，是在矿山基建和生产过程中，对矿床更深入、更系统的地质调查研究，准确圈定矿体，提高储量级别，探明尚未发现的隐伏矿体，扩大储量，为指导矿山基建施工和编制矿山采掘计划，确保开拓、采准、回采三级矿量，使矿山生产均衡、持续，以及合理开发和充分利用矿产资源，提供更加准确、可靠的地质资料。

四、矿产储量及分级

矿产储量，是矿床中有用组分或矿石的埋藏量，是地质勘探的主要成果，是制订国民经济发展规划、编制矿山开采设计和组织矿山生产的重要依据。

矿产储量分表内储量和表外储量两类，前者是在当前国家技术经济条件下能利用的储量，后者是由于有用成份含量低；矿体薄；矿山开采技术条件和水文地质条件特别复杂；或该矿产的加工技术尚未解决，工业上暂时不能利用但将来可能利用的储量。

储量分级，是反映所探明储量的精确程度和可靠程度，目的在于全国有一个统一衡量矿产储量的标准，以保证国家资源的合理利用，以及明确各级储量的工业用途。固体金属及非金属矿产储量分A、B、C、D四级，各级储量的用途和条件如下。

A级储量　是矿山编制采掘计划依据的储量，由生产部门探求，其条件是：

1．准确控制矿体的形状、产状和空间位置；

2．对于影响开采的断层、褶皱、破碎带已准确控制。对于夹石和破坏矿体的火成岩岩性、产状及分布情况，已经确定；

3．对于矿石的自然类型（非金属矿产）、工业类型和品级的种类及其比例和变化规律已完全确定。在需要分采和地质条件可能的情况下，应圈出矿石工业类型和矿石品级或自然类型（非金属矿产）。

4．其储量的绝对误差不超过±10%。

B级储量　是矿山建设首期开采地段设计依据的储量，也是地质勘探阶段探求的高级储量，并可起到验证C级储量的作用。一般应分布在矿体的浅部—矿山首期开采地段。其条件是在C级储量的基础上：

1．详细控制矿体的形状、产状和空间位置；

2．在B级储量范围内对破坏和影响矿体较大的断层、褶皱、破碎带的性质、产状已详细控制。对夹石和破坏主要矿体的主要火成岩的岩性、产状和分布情况已基本确定；

3．对矿石自然类型（非金属矿产）、工业类型和品级的种类及其比例和变化规律已详细确定。在需要分采和地质条件可能的情况下，应基本圈定矿石的主要工业类型和

品级或自然类型（非金属矿产）。对品位变化大而难以掌握规律的矿体（非金属矿产），只圈定工业矿体，可不分品级。

4．其储量的绝对误差不超过±20%。

C级储量　是矿山建设设计依据的主要储量。其条件是：

1．基本控制矿体的形状、产状和空间位置；

2．对破坏和影响主要矿体的较大断层、褶皱、破碎带的性质和产状已基本控制。对夹石和破坏主要矿体的主要火成岩的岩性、产状和分布规律已大致了解；

3．基本确定矿石的自然类型（非金属矿产）、工业类型和品级的种类及其比例和变化规律。在需要分采和地质条件可能的情况下，大致圈出矿石品级（非金属矿产）。对品位变化大而又难以掌握规律的矿体，只圈定工业矿体，可不分品级（非金属矿产）。

4．其储量的绝对误差不超过±40%。

D级储量　是作为矿山建设远景规划的储量，也是进一步部署地质勘探工作的依据。其条件是：

1．大致控制矿体的形状、产状和分布范围；

2．大致了解破坏和影响矿体的地质构造特征；

3．大致确定矿石的工业类型和品级或自然类型（非金属矿产）。

D级储量是用稀疏的勘探工程控制的储量；或虽用较密的工程控制，但由于矿体变化复杂或其它原因仍达不到C级要求者；或物化探异常经过工程验证所计算的储量；以及由C级以上的储量块段外推或配合少量工程控制的储量。其储量的绝对误差一般不作限制。

第二章　凿岩爆破

采矿工程中，在矿石或岩石里钻凿眼孔叫凿岩，俗称打眼，目的在于装炸药进行爆破，将矿石或岩石从矿岩体上爆下破碎成需要的块度，以便采掘装运。

应用凿岩爆破开采矿石，已有几百年的历史，随着科学技术的发展，人们曾用高频电磁波、高压水流、激光等破碎岩石，都展示了可喜的前景，但截今为止，不论从操作技术之方便，能量输出之巨大，生产的经济性，传统的凿岩爆破方法，仍将是采矿工业中破岩取矿行之有效的基本手段。

第一节　矿、岩影响凿岩爆破的主要因素

矿、岩系非均质体，具节理、裂隙以及其他各种物理力学性质，影响凿岩爆破作业。兹就其几种主要性质，分述如下。

1．硬度　矿、岩抵抗尖锐工具凿入的能力叫硬度。矿、岩的硬度直接影响凿岩方法和落矿手段。开采高岭土等松软矿石，用机械如风镐直接落矿即可；开采石膏，用回转式凿岩，爆破落矿；坚硬矿岩，用冲击式凿岩，爆破落矿。

2．矿岩的层理、节理和裂隙　矿岩的层理、节理和裂隙是矿岩连结的薄弱面，使矿岩的坚固性大大削弱，有利于矿岩破碎，但对凿岩爆破也会产生夹钎、影响爆炸波的传播和产生高温高压气体沿节理、裂隙逸出，导致凿岩效率降低，炸药能量不能充分利用，矿岩破碎不好，产生大块。

3．矿岩的孔隙　矿岩中有孔隙，组成矿岩颗粒之间的连结力削弱，其强度降低，利于破碎，但防碍爆炸波传播，导致爆破效果恶化。

4．矿岩的波阻抗　矿岩的密度与纵波在矿岩中的传播速度的乘积（$kg/m^2 \cdot s$）叫矿岩的波阻抗。矿岩愈致密，密度愈大，其波阻抗也愈大，抵抗外力破坏的能力就愈强。破碎这种矿岩，要消耗较大的能量。炸药爆炸后，传给矿岩的能量，与矿岩波阻抗直接相关。实测证明：波阻抗大的炸药或与矿岩波阻抗接近的炸药，爆炸时传给矿岩的能量就大。为获得良好的爆破效果，应根据矿岩的波阻抗，选择波阻抗与之相匹配的炸药。致密、坚硬矿岩，尽可能选用高爆速炸药。

5．矿岩的弹性、塑性和脆性　矿岩在外力作用下发生变形，当外力撤除后，能完全恢复原来形状和体积的性能叫弹性；当外力撤除后，不能恢复原来形状和体积而发生残余变形的性能叫塑性。矿岩的弹、塑性，对凿岩爆破影响很大，弹塑性变形过程中，凿岩爆破能量只是耗在矿岩变形上，而没有用于破碎矿岩，结果能量白白浪费。凿岩时，钎头弹跳而不钻进，就是弹性影响所致。矿岩弹性越大，凿岩越难。

矿岩受力无明显塑性变形而发生破坏的性能叫脆性。脆性矿岩，易为冲击力破坏，

故实际工作中，坚硬岩石，多用冲击式凿岩。塑性松软矿岩，抗剪切能力较差，多用回转式凿岩。

6．矿岩的强度　矿岩的强度，系指矿岩抵抗外力破坏的能力。矿岩的强度，分抗压强度、抗拉强度和抗剪强度，抗压强度最大，抗剪强度次之，抗拉强度最小。各种岩石的抗拉强度一般小于（1～2）$\times 10^7 N/m^2$，抗压强度为（3～30）$\times 10^7 N/m^2$。尽量使凿岩爆破作业处于拉伸和剪切状态，能提高破碎效果。充分利用爆破自由面，使爆炸压缩应力波到达自由面反射成拉伸波，使矿岩在拉伸应力作用下破坏，使爆破效果得到改善。

矿岩两向受压的抗压强度比单向受压时高0.5～1.5倍；三向受压时高1.5～5.0倍。故实际爆破工作中，根据这一原理，利用自由面，提高爆破效果。

第二节　岩石分级

各类岩石，物理力学性质千差万别，对凿岩爆破影响各异。为正确进行采矿工程设计，准确制定生产定额和材料消耗定额，选择正确的采矿方法，合理地组织采矿施工，岩石的定量分级，能提供客观依据。

国外采矿科学工作者，提出了多种岩石分级方法，如苏联的普氏分级法、苏氏分级法，美国按岩芯完整率的分级法；以及70年代日本提出的按岩石弹性波速度分级法，等等。

我国采矿科学工作者，建国以来就岩石分级做了大量研究工作，获得可喜成果。各业务生产部门，根据各自生产发展的需要，制订了诸如铁路隧道围岩分类、人工岩石硐室围岩分类等。

国内外各种岩石分级，都具各自的特征和不同程度的局限性，到目前为止，还没有一种为国际所公认的岩石分级。

我国自解放初期引进普氏分级法，一直沿用至今。随着科学技术的发展，这种分级方法已很难适应科研、设计和生产日益发展的需要。东北工学院岩石爆破性分级科研小组提出的《岩石爆破性分级》，于1984年5月由冶金工业部主持召开的部级鉴定会通过鉴定，并建议尽快推广。鉴于岩石分级方法较多，又基于历史原因和现实情况，本节侧重介绍普氏岩石分级法和岩石爆破性分级法。

一、矿岩坚固性及普氏岩石分级

前已述及，岩石分级是采矿工程设计和施工的重要依据，但面对自然界多种多样而又性质各异的岩石，要做到分级合理又能满足科研、设计和生产的需要，其分级依据至关重要。

早在1926年，苏联学者M·M·普罗托吉亚柯诺夫通过长期观察和大量分析统计，提出了岩石“坚固性”的概念。普氏指出：岩石的坚固性和强度是两个完全不同的概念，强度是岩石抵抗压缩、拉伸、剪切等简单作用力的性能，坚固性则是表征岩石在

表2—1　　普氏岩石分级

等级	坚固性程度	岩石名称	f
Ⅰ	最坚固的岩石	最坚固、致密和有韧性的石英岩、玄武岩及其它坚固岩石	20
Ⅱ	很坚固的岩石	很坚固的花岗质岩石、石英斑岩，很坚固的花岗岩，硬质片岩，比上一级较不坚固石英岩，最坚固的硅质岩、石灰岩	15
Ⅲ	坚固的岩石	致密花岗岩和花岗质岩石，很坚固的硅质岩和石灰岩石英质矿脉，坚固的砾岩，极坚固的铁矿	10
Ⅲa	坚固的岩石	坚固的石灰岩，不坚固的花岗岩，坚固的砂岩、大理岩、白云岩、黄铁矿	8
Ⅳ	颇坚固的岩石	一般的矿岩、铁矿	6
Ⅳa	颇坚固的岩石	砂质页岩，页岩质砂岩	5
Ⅴ	中等的岩石	坚硬的粘土质岩石，不坚固的砂岩和石灰岩	4
Ⅴa	中等的岩石	各种不坚固的页岩，致密泥灰岩	3
Ⅵ	颇软弱的岩石	软弱的页岩，很软弱的石灰岩，白垩，岩盐，石膏，冻结的土壤，无烟煤，普通凝灰岩，破碎砂岩，胶结砾岩，石质土壤	2
Ⅵa	颇软弱的岩石	碎石质土壤，破碎的页岩，凝结成块的砾石和碎石，坚固的煤，硬化的粘土	1.5
Ⅶ	软弱的岩石（软土）	致密的粘土，软弱的烟煤，坚固的冲积层，粘土质土壤	1
Ⅶa	软弱的岩石（软土）	轻质土壤，黄土，砾石	0.8
Ⅷ	土质岩石（土壤状土）	腐植物，泥煤，轻砂质土壤，湿砂	0.6
Ⅸ	松散性岩石（松散土）	砂，山麓堆积，细砾石，松土，已采下的煤	0.5
Ⅹ	流砂性岩石（流动性土）	流砂，沼泽土壤，含水黄土及其它含水土壤	0.3

锹、镐、凿岩机、炸药爆炸等各种外力作用下而破坏的相对难易程度，是一个反映各种物理力学性质的综合性概念。同时，普氏认为：岩石在各种不同外力作用下表现出的坚固性是趋于一致的，即难破碎的岩石，用任何方法破碎都难，如凿岩难的岩石，爆破也难，反之亦然。因此，普氏建议用一个综合性的定量指标“坚固性系数f”表示岩石破坏的相对难易程度。普氏用岩石抗压强度、手工凿1 cm^3岩石消耗的功、手工打眼班生产率、掘进工生产率、地表挖掘生产率、巷道掘进速度、爆破1 m^3岩石的黑火药消耗量等七项指标的平均值作为坚固性系数f。普氏就是以岩石的坚固性作为分级的判据，并根据不同的f值将岩石分为10级共15种，如表2—1所示。

普氏岩石分级法，分级简明，便于使用，但该法当时确定七种指标采用的方法，随着采矿技术的发展，除抗压强度一项外，其余已都不适用。目前，我国矿山按普氏法确定岩石的f系数值时，都是用岩石试件单向极限抗压强度表示，即：

$$f = \frac{R}{100}$$

式中：R为矿岩的极限抗压强度9.81×10^4 Pa。

显然，这种用小块岩石试件的单向极限抗压强度表征整体岩石特性是不全面的、笼统的。

普氏岩石分级法，其f值由0.3～20。根据普氏观点，f值大，凿岩难，爆破也难，反之亦然。但实际上并不完全是这样。东北工学院岩石爆破性分级科研小组的试验研究表明，难以凿岩的致密坚硬脆性大的岩石，爆破反而容易；某些凿岩容易的塑性岩石，爆破时因产生塑性变形，消耗部份能量，爆破反而不佳。由前述可知，普氏岩石分级法，已难于适应当前采矿技术发展的需要。

二、岩石爆破性分级

东北工学院岩石爆破性分级科研小组提出的岩石爆破性分级，是在能量平衡准则的基础上，以在一个自由面的岩体上垂直布孔，炮孔直径45mm，孔深1 m，孔间距2 m，采用2＊岩石铵梯炸药，每孔装药0.45kg，连续装药，炮泥填塞，一只8＊工程雷管起爆等标准条件下的岩石爆破漏斗体积、破碎岩石块度分布状况和弹性波速度作为分级判据，建立爆破性指数公式，求出爆破性指数，将岩石按爆破性指数分为五个等级，每级又分为两个亚级，详表2—2。

岩石爆破性分级判据表明：爆破单位体积岩石所消耗的能量，为该种岩石抵抗爆破作用的固有能力。当传给岩石的固有能量或被岩石吸收的能量大于岩石抵抗爆破作用的固有能力时，岩石即破裂成一定块度，否则，爆破效果恶化。当爆破漏斗体积增大，小块率增加，大块率下降，则岩石爆破性指数小，说明岩石抵抗爆破作用的固有能力小，易于爆破；反之爆破漏斗体积减小，小块率降低和大块率上升，则岩石爆破性指数大，说明岩石抵抗爆破作用的固有能力大，难于爆破。这正好体现了岩石爆破过程中影响爆破性诸因素的综合效应。

表2—2　　岩石爆破性分级

等级	爆破性指数	爆破性程度	代表性岩石
I_1	<29	极易爆	千枚岩、破碎性砂岩
I_2	29.001～38		泥质板岩、破碎性白云岩
II_1	38.001～46	易爆	角砾岩、绿泥岩
II_2	46.001～53		米黄色白云岩
III_1	53.001～60	中等	阳起石石英岩、煌斑岩
III_2	60.001～68		大理岩、灰白色白云岩
IV_1	68.001～74	难爆	磁铁石英岩
IV_2	74.001～81		角闪斜长片麻岩
V_1	81.001～86	极难爆	矽卡岩、花岗岩
V_2	>86		矿体浅色砂岩

第三节　凿　岩

凿岩，是施爆的一项重要作业。采矿工程中，不论是井巷掘进，或者是回采落矿，凿岩是一项繁重而耗时的作业。先进的凿岩机具和凿岩方法，对加速井巷掘进，提高回采强度，有着重要意义。考虑到教学上的方便和系统性，露天矿凿岩放在露天采矿相关章节中论述。

国内外矿山，使用风动、电动、内燃等凿岩机凿岩，尤以风动凿岩机使用最广，70年代国外研究制出一种新型凿岩机——液压凿岩机，和风动凿岩机相比，能量利用率高，凿岩速度快，噪音小，作业条件好，性能突出，国外矿山推广很快。我国已研制有YYG—80型、TYYG—20型、YYGL—145型、YYG—90A型等多种机型及其配套凿岩台车，为逐步推广创造了良好的条件。

风动凿岩机，是一种以压缩空气为动力、以钎子为破岩工具的冲击式凿岩机，主要用于中硬以上矿岩中钻凿炮眼，其破岩成孔过程如图2—1所示，凿岩机冲击机构施于钎尾上的轴向冲击力F，通过钎杆传给钎头，作用在岩石上，将其破碎，凿出一条深h的沟槽I—I。钎子每冲击破凿一次，凿岩机的转钎机构将其旋转—β角，进行另一次冲击凿岩，凿出相应沟槽II—II，两沟

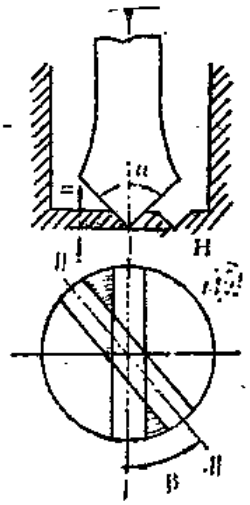


图2—1　冲击式凿岩成孔过程示意图

槽之间留下的三角形岩块，被冲击时产生的水平分力H剪切掉，如此不断反复循环，凿岩过程中产生的岩粉，由经钎杆中心孔射至孔底的压力水不断排到眼外，最后形成圆柱状炮眼。

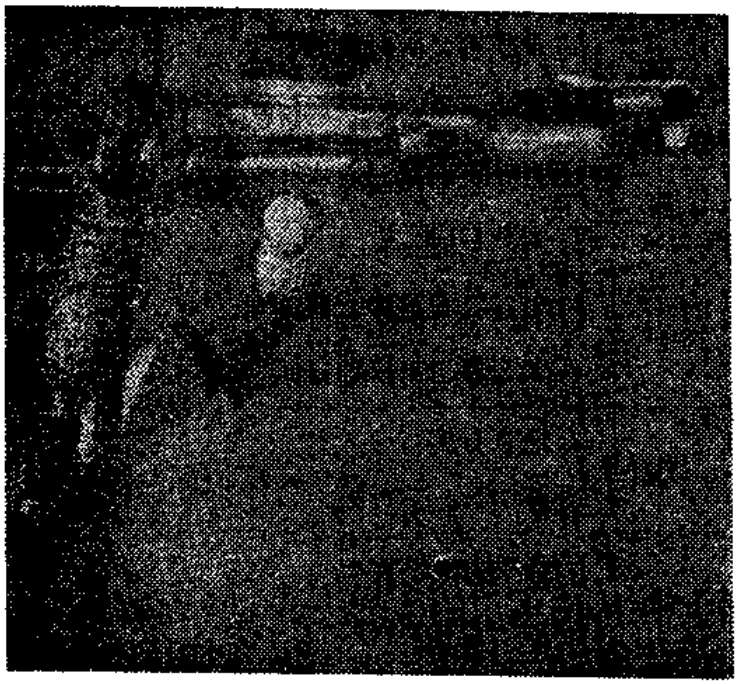


图2—2　气腿式凿岩机

地下采矿，根据采矿作业要求，广泛采用浅眼凿岩、中深孔接杆凿岩和深孔潜孔凿岩。

1．浅眼凿岩　所谓浅眼，是指直径34～42mm、深5m以下的炮眼。钻凿这种炮眼，主要是采用气腿式凿岩机和上向式凿岩机。

气腿式凿岩机（图2—2），重23～28kg，以765_5型具代表性，凿岩时借气腿支承和推进，根据需要，可钻凿水平、上斜或下斜炮眼。

上向式凿岩机（图2—3），又叫伸缩式凿岩机，以YSP—45型使用最普遍，机重45kg左右，机体与气腿在纵向轴线上连成整体，借气腿支承并作向上推进凿岩，专门用于钻凿与地面成60～90°角的上向炮眼。

浅眼凿岩，主要用于巷道掘进、薄矿体回采落矿、天井掘进以及安装锚杆钻眼。

钎子，是凿岩机的破岩工具，向岩石传递凿岩机的冲击作用和回转运动，破碎岩石，钻出炮眼。钎子多用中空六角碳素钢制作，有死头钎子和活头钎子（图2—4）两种，前者钎头钎杆铸为一体，后者用螺纹或锥形连

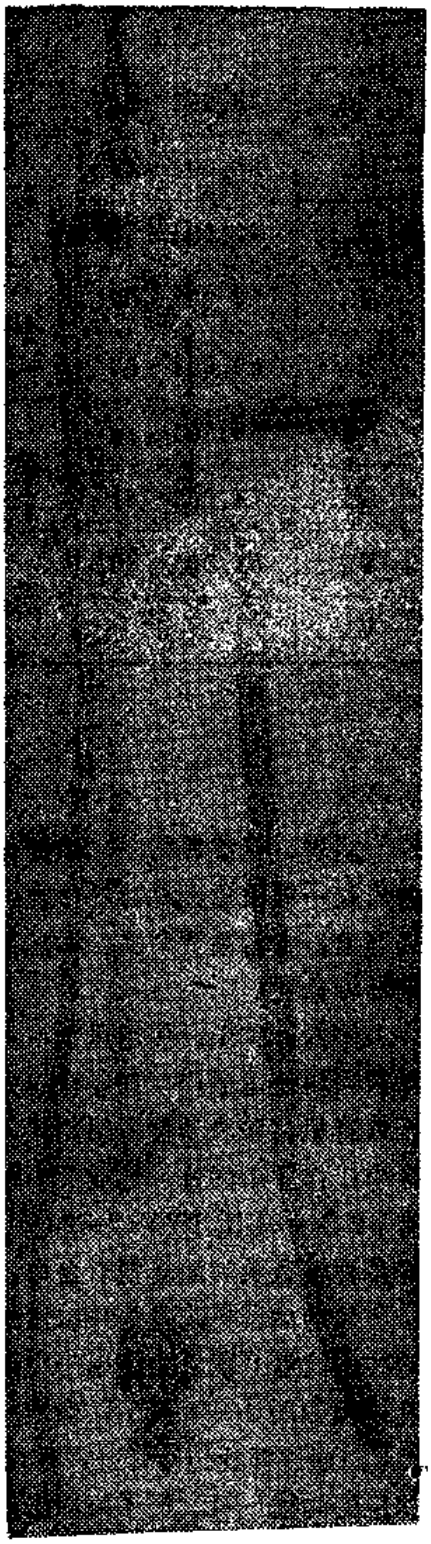


图2—3　上向式凿岩机

接。活头钎子磨钝后，便于更换，使用普遍。

钎头直接破岩，其形状和材质对凿岩速度影响甚大。通常，钎头体用优质碳素工具钢制作，刃部镶焊片状或柱状硬质合金（图2—5），以提高使用寿命。钎头多用一字

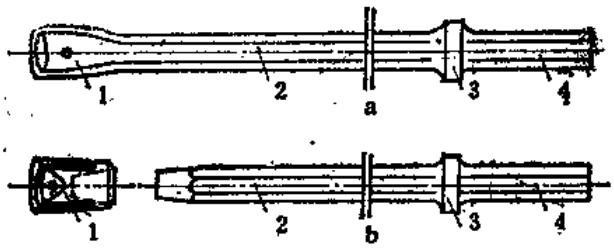


图2—4 钎子

a—死头钎子 b—活头钎子

1—钎头；2—钎杆；3—钎肩；4—钎尾

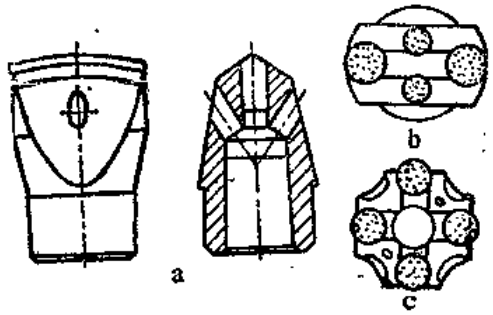


图2—5 硬质合金钎头

a—一字形合金片钎头；b—十字形合金柱钎头

形和十字形，前者多用于浅眼凿岩，后者多用于深孔凿岩或有裂隙岩石中钻凿浅眼。

2.中深孔接杆凿岩 所谓中深孔，系直径为50～80mm、深15m左右的炮孔。为避免井下凿岩硐室过大，换钎困难，一些采矿方法，多采用这种凿岩方法。其实质是使用数根钎杆，随着凿岩加深，不断接长，直到达到设计凿岩深度，故有接杆凿岩之称。

接杆凿岩所用的钎子，钎头、钎杆、钎尾分开制作，钎杆长1.6～2 m，两头车有螺纹，用接杆套连接。

钻凿中深孔，使用导轨式凿岩机，机重35～90kg，由于机体较重，一般均与凿岩台车或凿岩支架配套使用。图2—6所示为YG—40型导轨式凿岩机与凿岩支架在工作面安装示意图。支架由立柱5和横臂6组成，前者支撑在顶底板之间，后者沿立柱可上下移动和绕立柱转动，安在横臂6上的导轨3，可沿横臂左右移动和绕横臂上下摆动，安在导轨上的凿岩机可在不同位置钻凿不同仰、俯角的中深孔。

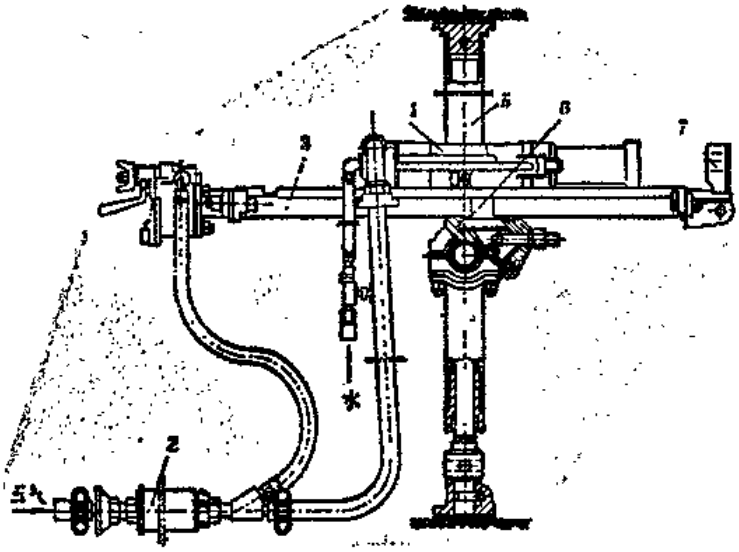


图2—6 导轨式凿岩机与凿岩支架配套布置示意图

1—自动注油器；2—推进风马达；3—导轨；4—凿岩机；5—凿岩支架立柱；6—横臂；7—夹钎器

接杆凿岩，随炮孔加深接长钻杆，钻杆不断加重，能量传递效率降低，凿岩速度逐渐下降。因此，钻凿更深的炮孔，为克服这一缺点，可采用潜孔凿岩。

3．深孔潜孔凿岩 所谓深孔，是指直径80～100mm、深15～40 m以上的炮孔，钻凿这种深孔，导轨式接杆凿岩已不能满足需要，潜孔凿岩方法应运而生。

潜孔凿岩，凿岩机的推进机构，通过钻具给钻头施以一定的轴向压力，使钻头紧贴孔底岩石，回转机构使钻具不断转动。钻头受轴向压力作用和连续旋转的同时，间歇受到冲击器的冲击，对孔底岩石产生冲击-剪切破坏作用，岩粉在经钎杆送入孔底的压气或压力水的作用下，沿钻杆与孔壁之间的环形空隙不断排出。随着钻孔加深，接长钻杆，直至深孔钻成。钻孔过程中，冲击器紧随钻头潜入孔中，移向孔底，潜孔凿岩由此而得名。

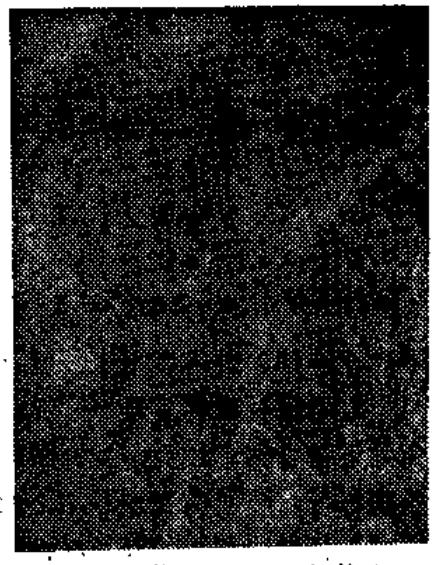


图2—7　井下潜孔凿岩机外貌

与前述凿岩方法相比，潜孔凿岩因冲击器随钻头潜入孔底凿岩，没有因钻杆接长导致冲击能量的传递损失，故孔深对凿岩速度影响甚小，是中硬以上岩石中钻凿大直径深孔的有效方法，除广泛用于钻凿地下采矿的落矿深孔、掘进天井和通风井的吊罐穿绳孔外，还用于露天矿穿孔。

地下深孔潜孔凿岩，以QZJ—100B、YQ—100A型潜孔钻机（图2—7）使用最广。

为适应大直径深孔倒漏斗爆破采矿法的需要，我国已正式批量生产DQ150J型大直径、高风压地下潜孔钻机，该机采用接杆凿岩，钻杆长1.52m，工作风压$(103\sim117.7)\times10^4$Pa，①相当于10.5～12kgf/cm²的压力。用于钻凿直径105～178mm、深50～100mm的下向深孔。生产中钻凿直径165mm的下向深孔，最高效率达42m／台一班，平均为26m／台一班，深孔偏斜率在1％以内。

第四节　矿用炸药

炸药由碳［C］、氢［H］、氧［O］、氮［N］四种化学元素组成，是一种处于相对稳定的不稳定化学体系，能量密度大，经外能起爆后，产生高温高压气体，作用在周围介质上，产生巨大破坏作用。采矿工程，广为采用。

为满足采矿需要，炸药应符合以下要求：

（1）爆炸性能良好，有足够的爆炸威力；

（2）敏感度适当，既能为工程雷管顺利起爆，又能保证制造、加工、运输、贮存、使用安全；

（3）爆炸后产生有毒气体少；

（4）理化性能稳定，一定贮存期内，不变质，不失效；

（5）原料来源丰富，加工制造简单，价格便宜。

一、炸药的爆炸性能

1．炸药的敏感度　炸药在一定外能作用下发生爆炸，谓之起爆。炸药在外能作用下起爆的难易程度谓之敏感度，简称感度。炸药起爆，所需的外能小则感度高，反

之亦然。炸药在热能、撞击和摩擦作用下发生爆炸的难易程度分别叫热感度、撞击感度和摩擦感度。

一炸药爆炸产生的爆轰波引起另一炸药发生爆炸的难易程度，叫爆轰感度。工程爆破中，用雷管、导爆索、起爆药包起爆炸药，就是利用爆轰波使炸药爆炸。

炸药的感度，对其加工、制造、贮存、运输和使用极为重要。感度过高，安全性差；过低，需要很大的起爆能，给爆破会带来不便。一种新型炸药，能否推广，适当的感度，有时起着决定性作用。

2．爆速　炸药起爆后，产生冲击波，沿炸药传播，起爆质点附近的炸药先后不断受到强烈压缩，瞬时压力、温度剧增，发生高速化学反应，产生高温高压气体，迅猛膨胀，传播过程中衰减的冲击波不断得到补充，使炸药的爆炸反应得以恒速、稳定进行，直至完全爆炸为止。这种恒速、稳定爆炸反应叫爆轰。以恒速、稳定传播的冲击波叫爆轰波，其传播速度叫爆速。炸药的爆速，是衡量炸药质量的重要指标，一般为2000～8000s/m。炸药的爆速，一般用爆速仪、导爆索测定法及高速摄影法测定。

3．氧平衡　炸药爆炸，实质上是炸药中的碳、氢可燃元素分别与氧元素发生剧烈的氧化，其所需之氧赖炸药自身提供，故炸药本身所含之氧量满足可燃元素所需之氧量，叫炸药的氧平衡。炸药的氧平衡有零氧平衡、正氧平衡和负氧平衡三种。

炸药所含之氧量，恰好满足可燃元素完全氧化而没有多余的氧，叫零氧平衡。零氧平衡的炸药，爆炸时放热量最大，爆炸威力能充分发挥，又不产生有害气体。

炸药所含之氧量，除满足可燃元素完全氧化外还有剩余，叫正氧平衡。正氧平衡的炸药，爆炸时生成氮的氧化物，不仅有毒，而且吸收热量，导致炸药能量损失。

炸药所含之氧量，不能满足可燃元素完全氮化，叫负氧平衡。负氧平衡的炸药，爆炸时可燃元素氧化不完全，产生有毒气体CO，放热量不及零氧平衡的炸药，炸药潜能不能充分发挥，爆炸威力降低。

由上述可知，零氧平衡的炸药最好，故工程爆破中应尽量采用零氧平衡的炸药。

炸药的氧平衡，是生产混合炸药确定配方的理论依据，也是确定炸药使用范围的重要原则。

4．殉爆　一药包爆炸引起与之相隔一定距离的另一药包爆炸叫殉爆（图2—8）。炸药的殉爆，反映了炸药对爆轰波的感度，其大小用殉爆距离表示。殉爆距离大，爆轰感度高，反之亦然。

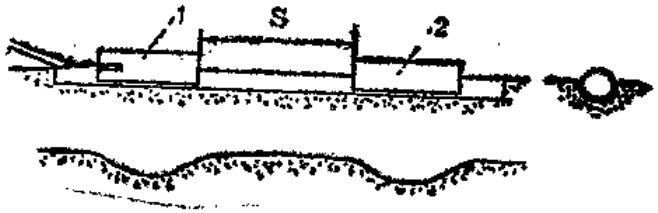


图2—8　炸药殉爆示意图

1—主爆药包；2—被爆药包；　S—殉爆距离

5．爆力和猛度　炸药爆炸破坏岩石的能力谓之威力，常用爆力和猛度两个指标衡量。

所谓爆力，是炸药爆炸时产生高温、高压气体膨胀作功爆下岩石的能力，是炸药爆炸静作用的表征。爆力越大，爆下的岩石越多，单位体积岩石的炸药消耗量就愈小。炸药的爆力，常用铅铸扩孔法测定。

所谓猛度，是指炸药爆炸时爆炸冲击压力将岩石破碎的能力，是炸药爆炸动作用的表征。猛度越大，岩石破碎得越细。炸药的猛度，用铅柱压缩法测定。

6．聚能效应　如图2—9所示，直径、长度均相同的药包A、B，用同一种炸药制成，但底端不同，药包A为平底，药包B有圆锥穴。爆炸后，药包A将钢板只击出凹窝，药包B将钢板穿透。药包结构不同，其穿甲能力相差这样大，乃圆锥穴产生聚能作用所致，这就叫聚能效应，圆锥穴叫聚能穴。

采矿工程中，聚能效应应用较广，用聚能药包破碎大块、处理瞎炮，以及雷管上的聚能穴等都是聚能效应的应用。

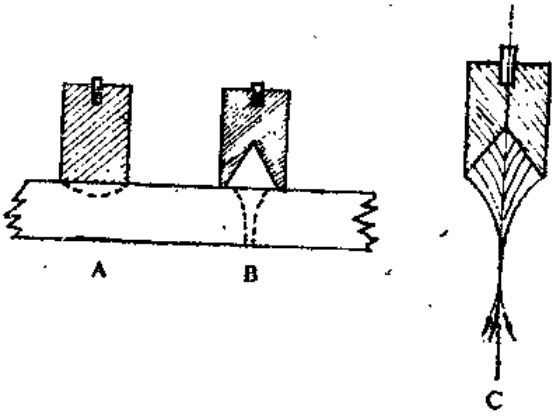


图2—9　药包穿甲作用示意图

A—平底药包；B—聚能药包；C—聚能流

炸药分单一成份炸药和混合炸药。单一成份炸药，感度高，威力大，用于做雷管的起爆药和混合炸药的敏化剂，如氮化铅、二硝基重氮酚、梯恩梯、黑索金、泰安和雷汞等。混合炸药为多成份按一定比例配制而成。矿用炸药属运类炸药。以硝酸铵为主要成份的混合炸药，广泛用于采矿工程。除了常用的铵梯炸药、铵油炸药、铵松腊炸药和浆状炸药外，还有80年代的新品种——乳化炸药。

二、铵梯炸药

铵梯炸药，由硝酸铵、梯恩梯和木粉组成。硝酸铵为氧化剂；梯恩梯除提高炸药感度外，还使炸药具有一定威力；木粉既是炸药的还原剂，又是炸药的疏松剂，防止炸药结块。铵梯炸药，根据使用条件，有以下品种。

1．露天铵梯炸药　用于露天矿爆破，允许产生一定量有毒气体，对氧平衡要求不很严。

2．岩石铵梯炸药　用于无瓦斯、无矿尘爆炸危险的井下爆破，应具零氧平衡或接近零氧平衡。

3．煤矿铵梯炸药　也叫安全炸药，用于有瓦斯、有矿尘爆炸危险的井下爆破。这种炸药加有15～20%的消焰剂氯化钠，爆炸时不会引起瓦斯或矿尘爆炸，产生的有毒气体符合允许规定标准。

非煤矿山常用的铵梯炸药成份及性能详表2—3。

铵梯爆药，用雷管起爆，使用安全，但易受潮结块，结块后爆炸性能恶化。炸药含有昂贵的军工炸药——梯恩梯，成本一般稍高。为降低采矿成本，减少梯恩梯用量，近年来，铵梯炸药用量大大减少，特别是露天矿，差不多已为铵油等炸药所取代。

表2—3　　铵梯炸药成份及性能

成份、性能 \ 炸药		岩石铵梯炸药		露天铵梯炸药		
		1*	2*	1*	2*	3*
成份%	硝酸铵	82±1.5	85±1.5	82±2	86±2	88±2
	梯恩梯	14±1.0	11±1.0	10±1	5±1	3±1
	木粉	4±0.5	4±0.5	8±1	9±1	9±1
性能	密度，g/cm³	0.95～1.10		0.85～1.10		
	猛度，mm	13	12	11	8	5
	爆力，mL	350	320	300	250	230
	殉爆距离，cm	6	5	4	3	2
	爆速，m/s	—	3600	3600	3525	3455

三、铵油炸药

铵油炸药，以粉状硝酸铵或多孔粒状硝酸铵、轻柴油和木粉配制而成，较纯感，雷管不能可靠地起爆，加工运输、使用都较安全，原料来源丰富，价钱便宜，现场可以加工使用，有较好的爆炸威力，广泛用于露天矿大爆破。

粉状铵油炸药，易受潮结块，其成份及主要性能详表2—4。

多孔粒状铵油炸药，因吸油率高，不易受潮结块，流散性好，随着我国多孔粒状硝酸铵产量增加和炸药现场混制装药车的研制成功而逐步推广。

表2—4　　铵油炸药成份及主要性能

成份及性能 \ 炸药		铵油炸药			
		92—4—4细粉状	100—2—7粗粉状	露天细粉状	露天粗粉状
成份%	硝酸铵	92	91.7	89.5±1.5	94.2
	柴油	4	1.9	2.0±0.2	5.8
	木粉	4	6.4	8.5±1.0	—
性能	水份，%	0.3	0.3	0.5	0.5
	爆力，mL	280～310	—	240～280	—
	猛度，mm	9～13	8～11	8～10	≥7
	殉爆距离，cm	4～7	3～6	≥3	≥2

四、铵松蜡炸药

铵松蜡炸药，其成份除硝酸铵、木粉外，加有起防潮作用的憎水物质——松香和石蜡，故其抗水性能比铵油炸药好，其爆炸性能接近2＊岩石铵梯炸药。工程雷管可以起爆，适于露天矿爆破，也可用于地下采矿工程，其成份配比详表2—5。

表2—5　　铵松蜡炸药成份

成份，% 名称	硝酸铵	木粉	松香	石蜡	柴油
1＊铵松蜡炸药	91±1.5	6.5±1.0	1.7±0.3	0.8±0.2	—
2＊铵松蜡炸药	91±1.5	5.0±0.5	1.7±0.3	0.8±0.2	1.5±0.5

前述以硝酸铵为主要成份的矿用炸药，虽有不少优点，但抗水性能差是该类炸药的最大缺点，“以水治水”的新型抗水浆状炸药、水胶炸药和乳化炸药从根本上克服了这一缺点。

五、浆状炸药

浆状炸药是以硝酸铵水溶液、敏化剂和胶结剂为基本成份的一种抗水性混合炸药，外观呈浆糊流质状，故得此名。

水，是浆状炸药的特有成份，不仅可使氧化剂硝酸铵等溶解成饱和溶液，不再吸收水份，达到“以水治水”的目的，而且能使炸药的各种成份紧密结合，形成连续介质，利于爆轰波传播。

炸药用梯恩梯、柴油和煤粉或铝、镁粉做敏化剂，也有加入亚硝酸钠等化学发泡剂提高炸药感度。为提高炸药的塑性和耐冻能力，可加入表面活性剂十二烷基苯磺酸钠。加入适量安定剂——尿素，可防炸药变质。炸药的成份及主要性能详表2—6。

浆状炸药，抗水性能好，爆速高，威力大，适于坚硬矿岩中水孔施爆；密度大，塑性好，炮孔装药密度比粉状炸药大；炸药纯感，雷管不能起爆，要用高威力炸药加强起爆；炸药加工、运输方便，爆破现场可用装药车直接混制装孔，使用安全。浆状炸药已广泛用于露天矿爆破。

六、乳化炸药

乳化炸药，是70年代研制成功的一种新型硝酸铵类抗水炸药，具有雷管感度，是矿用抗水炸药进入新的发展阶段的标志。

乳化炸药，以硝酸铵水溶液为内相（也叫水相或分散相），以石蜡、柴油等不溶于水但可液化的碳质燃料为外相（也叫油相或连续相），通过乳化剂的乳化作用，使硝酸铵水

表2—6　　浆状炸药成份及主要性能

成份与性能 \ 炸药		4号浆状炸药	5号浆状炸药	6号浆状炸药	槐1号浆状炸药	槐2号浆状炸药	白云一号抗冻浆状炸药
成份%	硝酸铵	60.2	70.2～71.5	73～75	67.9	54.0	45.0
	硝酸钾(K)硝酸钠(Na)	—	—	—	(Na)10	(K)10	(Na)10
	梯恩梯	17.5	5	—	—	10	17.3
	水　份	16	15	15	9.0	14	15
	柴　油	—	4	4～5.5	3.5	2.5	—
	胶结剂	(白)2.0	白 2.4	白 2.4	槐 1.6	槐 0.5	皂 0.7
	亚硝酸钠	—	1.0	1.0	0.5	0.5	—
	硼　砂	1.3	1.4	1.4	2(1)	2(1)	2(2)
	十二烷基苯磺酸钠	—	1.0	1.0	2.5	2.5	1.0
	硫磺粉	—	—	—	4	4	—
	乙二醇	—	—	—	—	—	3.0
	尿　素	3.0	—	—	—	—	3.0
性能	密　度，g/cm³	1.4～1.5	1.15～1.24	1.27	1.1～1.2	1.1～1.2	1.17～1.27
	爆　速，km/s	4.4～5.6	4.5～5.6	5.1	3.2～3.5	3.9～4.6	5.65
	临界直径，mm	96	≤45	≤45	—	—	≤78

①硼砂0.145%＋重铬酸钾0.06%＋水1.795%；

②硼砂6%＋重铬酸钾5%＋亚硝酸钠7%＋水83%

溶液微粒包一层极薄油膜，形成结合紧密、塑性良好的油包水型乳脂状胶体炸药。

乳化剂是炸药内相和外相形成油包水型乳胶体的关键性成份，目前除广泛使用失水山梨醇单油脂酸外，国内尚有M—1型、LM—2型投入使用。

炸药的爆轰感度，有赖加入亚硝酸钠或膨胀珍珠岩微粒等发泡剂引入大量能形成灼热核的微小敏化气泡而获得，这种发泡剂又能调整炸药的密度，适量加入，将炸药密度控制在0.95～1.35g/cm³之间，使炸药具有雷管感度。

乳化炸药，70年初一问世，就由于爆炸性能良好，抗水能力强，原料来源广，生产工艺简单，加工、使用安全，成本低受到采矿界的普遍重视。我国七十年代末开始研制，取得丰硕成果，至今不仅掌握间歇生产工艺，生产EL、RJ、RHC等系列产品，而且

已建成连续乳化生产工艺线，掌握现场混装技术。几种乳化炸药的成份与性能详表2—7。

表2—7　　乳化炸药成份与性能

成份与性能 \ 炸药		EL—101	RJ—1	煤矿岩石型	煤矿安全型
成份%	硝酸铵	54～65	50～70	55～70	55～65
	硝酸钠	8～14	5～15	10～16	10～15
	水	9～11	8～15	8～13	8～13
	失水山梨醇单油脂酸	0.5～1.3	0.5～1.5	—	—
	乳化剂—A	—	—	0.8～1.2	0.8～1.2
	柴油	1.0～2.0	1～3	—	—
	矿物油	—	—	4～6	3～5
	复合蜡－2	2.0～3.0	—	—	—
	石蜡	—	2～4	—	—
	亚硝酸钠	0.1～0.3	0.1～0.7	—	—
	膨胀珍珠岩	—	—	1～3	2～5
	硝酸钾铵	—	5～20	—	—
	硫磺粉	3～5	—	—	—
	尿素	1.0～2.5	—	—	—
	稳定剂	—	—	1～3	5～10（包括消焰剂）
	添加剂	—	0.1～3	—	—
性能	密度，g/cm³	1.05～1.31	1.05～1.25	1.0～1.25	1.0～1.20
	爆速，m/s	4000～4500	4500～5200	1799～3709	3659～4180
	猛度，mm	16～19	16～19	15～17	12～15
	爆力，mL	—	301	280～300	280～290
	殉爆距离，mm	100～140	>90	φ45：120	φ45：100
	临界直径，mm	12～16	12～16	25	20

为适应大直径深孔倒漏斗爆破采矿法的需要，我国研制成功高密度（1.35～1.55 g/cm³）、高爆速4500～5500m／s、高威力的CLH系列乳化炸药。该系列炸药用直径150mm塑料袋包装，药包有5、10、12.5kg三种规格，用1：1的黑索金和梯恩梯熔铸的200g起爆药柱起爆。

第五节　起爆方法和起爆器材

炸药要施以一定外能，才能发生爆炸。爆破工程中，广泛使用以下起爆方法和相应的起爆器材使炸药起爆。

一、火雷管起爆法

火雷管起爆，俗称点火放炮，是用燃着的导火索，把火雷管引爆，进而使炸药爆炸。火雷管的构造如图2—10所示。管内装正、副起爆炸药，管的底端有聚能穴6，开口端7供插导火索。导火索是传统的起爆器材，用黑火药做线芯，以棉线、纸条、沥青等裹复而成。

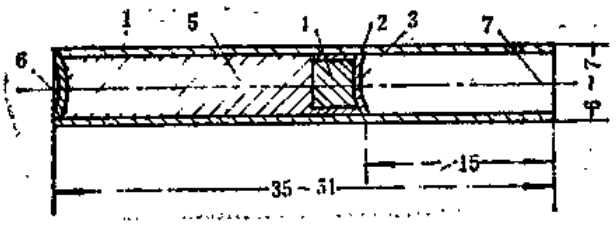


图2—10　火雷管构造示意图

1—管壳；2—加强帽；3—中心孔；4—正起爆药；5—付起爆药；6—聚能穴；7—开口端

火雷管起爆法，简便易行，成本低，但要在爆破工作面点火，安全性稍差，爆破准备作业质量，起爆前无法用仪表检查。

火雷管起爆法，广泛用于浅眼爆破和大块二次破碎。有瓦斯或矿尘爆炸危险的矿井禁止使用。

二、电雷管起爆法

电雷管起爆法，又叫电力起爆，是用电能先引爆雷管，继而使炸药爆炸。电雷管有即发电雷管、秒延期电雷管和毫秒延期电雷管。

即发电雷管，通电后立即爆炸，其装药部份与火雷管基本相同，点火部份由脚线1、桥丝5和引火头6组成的电力灼热点火装置，如图2—11所示。

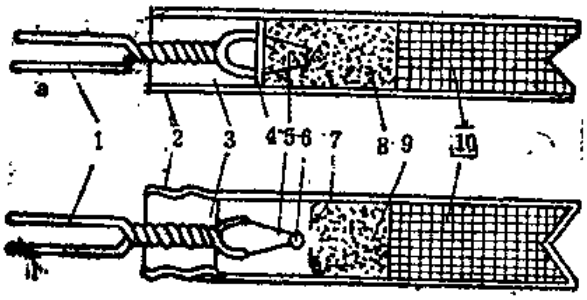


图2—11　即发电雷管结构示意图

a—直脚式；b—大引头式

1—脚线；2—管壳；3—密封塞；4—纸垫；5—桥丝；6—引火头；7—加强帽；8、9—起正爆药；10—付起爆药

工程爆破中，同一爆破作业面上的炮眼，先后依次起爆，可获得好的爆破效果，延期电雷管可达此目的。随着爆破技术的发展，雷管的延期时间越来越短，由以秒计发展到以毫秒计，前者叫秒延期电

雷管，后者叫毫秒延期电雷管，其结构如图2—12所示，秒延期电雷管的延期时间由于制导火索2控制，毫秒延期电雷管，由延期内管控制延期药稳定燃烧，达到延时准确。国产秒延期电雷管，七段延时，毫秒近期电雷管，现场使用最多的，20段延时，其技术特征分别详表2—8和表2—9。

延期精度达到国外同类产品水平的G—1型20段、LYG30D—900型30段和MG803—A型30段高精度毫秒电雷管已先后

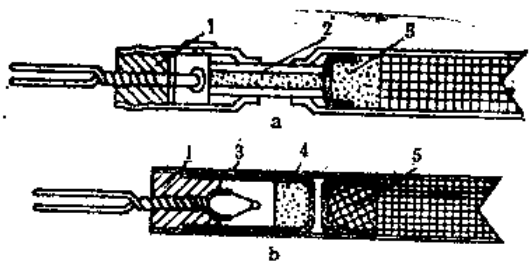


图2—12 延期电雷管结构示意图

a—秒延期电雷管；b—老秒延期电雷管

1—雷管壳；2—精制导火索；3—延期内管；4—延期药；5—正起爆药

表2—8 秒延期电雷管特征

段别	延期时间，s	脚线标志	段别	延期时间，s	标志
1	<0.1	灰 蓝	5	4.3+0.8	灰 黄
2	1.0+0.5	灰 白	6	5.6+0.9	黑 蓝
3	2.0+0.6	灰 红	7	7.0+1.0	黑 白
4	3.1+0.7	灰 绿			

表2—9 毫秒延期电雷管特征

段别	延期时间，ms	脚线标志	段别	延期时间，ms	脚线标志
1	<13	灰 红	11	460±40	挂段别标牌
2	25±10	灰 黄	12	550±45	同 上
3	50±10	灰 蓝	13	650±50	同 上
4	75^{+15}_{-10}	灰 白	14	760±55	同 上
5	110±15	绿 红	15	880±60	同 上
6	150±20	绿 黄	16	1020±70	同 上
7	200^{+20}_{-25}	绿 白	17	1200±90	同 上
8	250±25	黑 红	18	1400±100	同 上
9	310±30	黑 黄	19	1700±130	同 上
10	380±35	黑 白	20	2000±150	同 上

相继研制成功，对满足大规模爆破工程、降低爆破地震效应，改善爆破质量，会发挥良好作用。70年代末，我国研制的无起爆药毫秒电雷管，延时精度等指标不仅都达到了有起爆药雷管的水平，而且在生产、运输和使用方面都更安全，是雷管技术发展中的一次重大突破，这一独创先进技术已向瑞典诺贝尔公司转让。除上述各种电雷管外，还有可用于装药和铺设爆破网路时防止杂散电流引起早爆事故的抗杂毫秒电雷管。

电雷管起爆法，爆破网路有串联、并联、串并联和并串联（图2—13）。串联网路，联线简单、容易，只需较小的起爆电源，一般用发爆器即可满足，但若有一雷管拒爆，其余雷管均会拒爆。并联网路，不会因一雷管断路而全部拒爆，但需较大的起爆电源，联接线用量多，雷管漏接不易查出、发现。

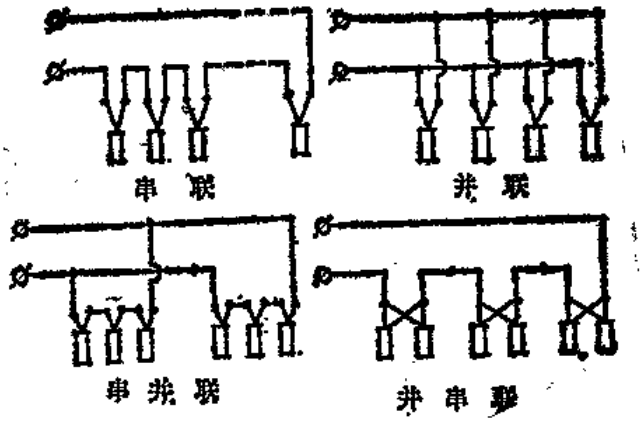


图2—12 电爆网路

上述各种电爆网路，均应根据起爆电源电压，按照相应网路的计算方法，求出通过每个电雷管的电流强度。为确保网路上电雷管全部准爆，通过每个电雷管的最小准爆电流，应符合爆破安全规程规定：直流起爆电源，不得小于2.5A；交流起爆电源，不得小于4A。

电雷管起爆法，爆破前可用仪表检测雷管及电爆网路，能准确控制起爆时间及起爆顺序，爆破人员可在安全地点起爆，广为矿山使用。该法作业复杂，操作时间长，电线用量多。

三、导爆索起爆法

导爆索是以黑索金或泰安等单一成份炸药做索芯、外形似导火索、能传递爆轰波的索状起爆器材，用雷管起爆，爆速6000～7000m/s。

导爆索起爆法，就是导爆索用雷管起爆后，传递爆轰波，引起炸药起爆的方法。

单一导爆索网路，网路上各药包只能齐发起爆，与继爆管配合使用，可实现微差起爆。继爆管实际上是无点火装置的毫秒雷管，有单向和双向作用的两种，前者有七个延时段，后者有十个延时段。导爆索爆破网路，有串联、簇并联和分段并联（图2—14），以分段并联使用较广。导爆索连接，有搭接法、水手结接法（图2—15）等，以搭接法传爆可靠，使用较广。

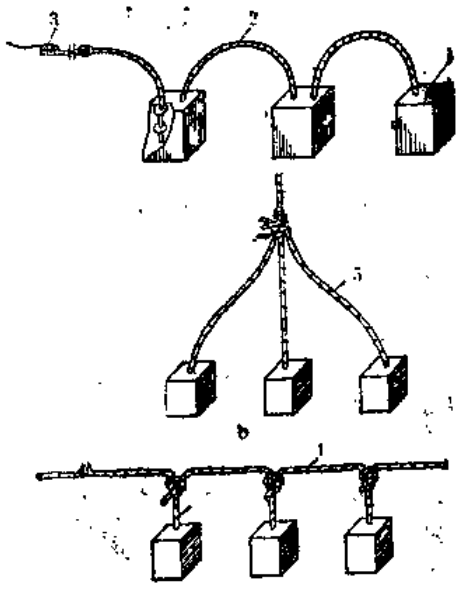


图2—14 导爆索爆破网路

a——串联；b——簇并联；c——分段并联
1—药包；2—导爆索；3—雷管；4—主导爆索；5—分支导爆索

导爆索起爆法，不受杂散电流及雷电影响，但成本较高。

四、塑料导爆管起爆法

塑料导爆管起爆法，问世于七十年代，是瑞典诺贝尔炸药公司发明的一种非电起爆系统，由塑料导爆管、连接块和雷管组成（图2—16）。

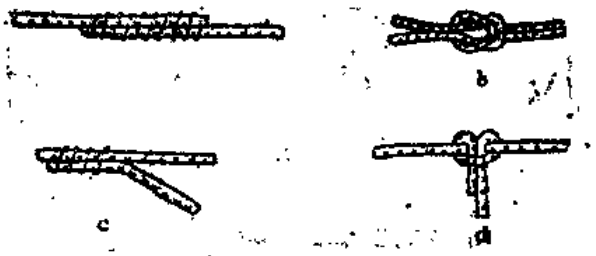


图2—15 导爆索连接法

a—主导爆索搭接；b—水手结；
c—主、支导爆索搭接；d—T形结

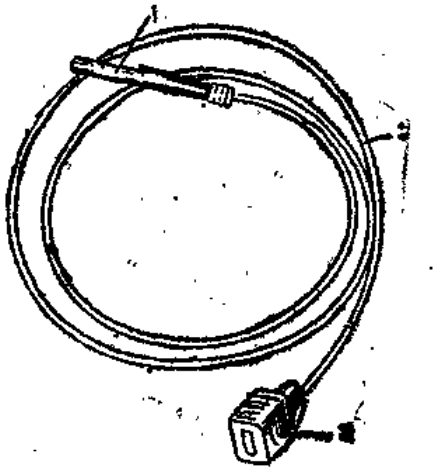


图2—16 塑料导爆管起爆系统

1—雷管；2—塑料导爆管；3—连接块

塑料导爆管（图2—17）为高压聚乙稀透明软管，外径3±0.1mm，内径1.4±0.1 m，内壁涂一薄层奥克托金、铝粉和石墨粉混合炸药，涂药量为16±1 mg/m，爆速1950±50m/s。

塑料导爆管，断药15cm以下，或两根对接，甚至打结或对折，均能正常传爆。长数米或数千米的导爆管，中间没有接力雷管亦可稳定传爆。

导爆管不会因振动、摩擦、冲击或火焰作用而爆炸，成卷的导爆管用火点燃只是缓慢燃烧，用锤猛击直至破碎也不爆炸，可作为非危险品运输。

传爆过程中，只看到管内闪光，管壁不破裂，手握之无不适感，即使管壁药量不均匀偶然破裂，也不致伤人。

塑料导爆管，用雷管、导爆索、起爆枪、激发笔等引爆，引爆后即可稳定传爆。

塑料连接块（图2—18）是导爆管爆破网路的连接元件，中央为传爆雷管孔穴，紧

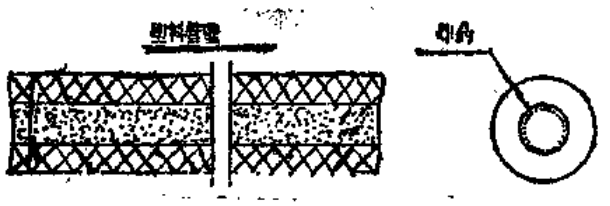


图2—17 塑料导爆管结构示意图

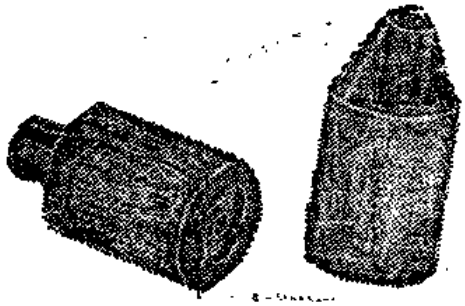


图2—18 塑料连接

贴其周围为四个各可插8～10根导爆管的圆弧形凹槽，传爆雷管起爆，可使紧贴其周围的导爆管起爆。

塑料导爆管若用导爆索起爆，可将导爆索代替传爆雷管插入连接块，或者将导爆管围绕长200mm的细木棒平行排列，而后用导爆索成45°斜角缠绕导爆管至少两圈（图2—19），并用铁丝捆紧。

塑料导爆管起爆法所用的非电毫秒雷管如图2—20所示，导爆管的冲击波经气室衰减成火焰，点燃延期药5，最后将起爆药引爆。非电毫秒雷管技术特征详表2—10。

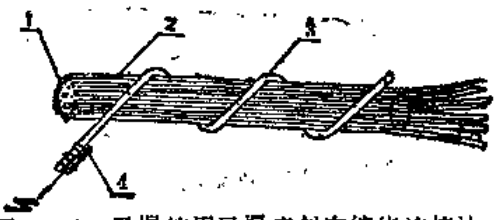


图2—19 导爆管用导爆索斜向缠绕连接法

1—木棒；2—导爆管；3—导爆索；4—雷管

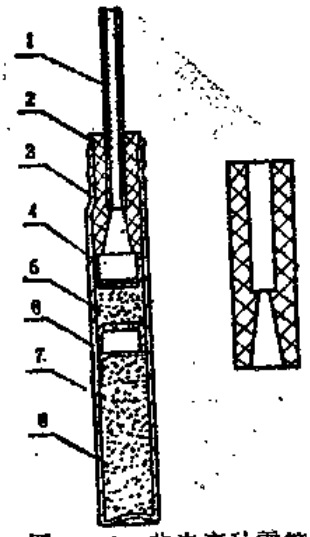


图2—20 非电毫秒雷管

1—导爆管；2—管口塞；3—管壳；4—气室；5—延期药；6—加强帽；7—正起爆药；8—付起爆药

表2—10 非电毫秒雷管技术特征

段别	延期时间，ms	段别	延期时间，ms
DH—1系列			
2	25±10	9	310±25
3	50±10	10	390±40
4	75±10	11	490±45
5	100^{+20}_{-10}	12	600±50
6	150±20	13	720±50
7	200±20	14	840±50
8	250±20	15	990±50
DH—2系列			
1	50±15	6	490±50
2	100±20	7	610±60
3	150±20	8	780±70
4	250±30	9	980±100
5	370±40	10	1250±150

塑料导爆管爆破网路，为实现一次点火多孔爆破，有以下主要爆破网路。

1、簇联网路　掘进工作面上炮眼不多且较集中，可用簇联网路（图2—21），一个雷管可同时起爆30～50根导爆管，

2、串联网路　由一根主导爆管用连接块将传爆雷管和药包起爆雷管依次串联组成（图2—22）。

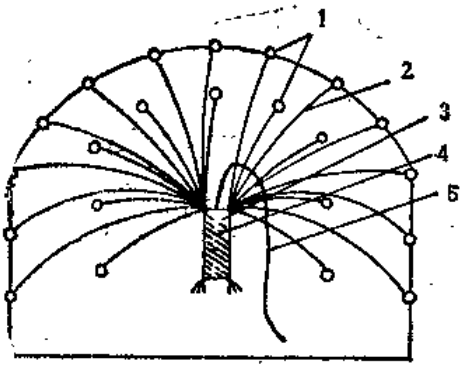


图2—21　簇联网路

1—炮眼；2—导爆管；3—火雷管；4—胶布；5—导火索

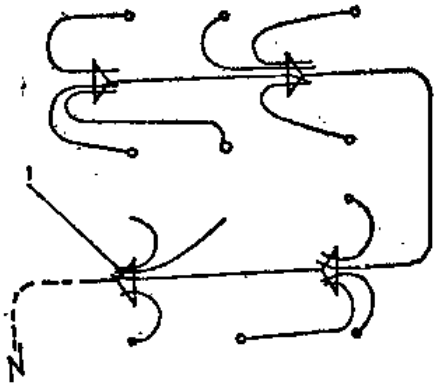


图2—22　串联网路

1—连接块；2—激发元件

此外，尚可根据需要采用并联网路和复式网路等。

塑料导爆管非电起爆方法，网路连接方便、灵活，抗杂电、抗静电性能好，运输、贮存和使用都很安全，成本低，各类工程爆破广为采用。

五、大力神起爆系统

大力神起爆系统，是美国大力神公司发明的利用塑料管气体爆轰传递起爆能的又一种非电起爆系统（图2—23），由储气箱、爆发器、塑料输气管、带两根塑料管（管径约1.5mm）的雷管和连接块组成。起爆前，储气箱内的氧气和燃气自动按比例（氧60%，氢20%，天然气20%）输入爆发器的混合点火装置混合成爆炸气体，经塑料输气管送入爆破网路。起爆时，塑料管内气体以3000s/m的速度爆轰，将雷管引爆。贮气箱内，贮有清洗和检查输气管路的惰性气体氮或空气，点火之前，可向该系统输入惰性气体，检查管路。爆炸气体未进入管路之前，管路处于惰性状态无引爆危险。该装置复杂，管路易被污染和堵塞。目前仅少量使用。

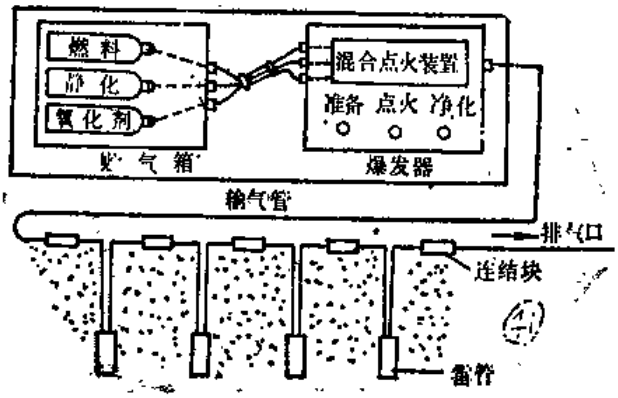


图2—23　大力神起爆系统示意图

第六节　爆破方法和控制爆破技术

一、爆破方法

爆破实践证明：充分利用爆破自由面和正确确定最小抵抗线，是获得良好爆破效果的重要条件。

爆破自由面，是被爆矿岩与空气接触的表面，如图2—24中之M所示，自由面越多，爆破效果越好。

最小抵抗线，为装药几何中心到爆破自由面的垂直距离，通常用字母W表示。最小抵抗线的方向，爆破阻力最小，是矿岩爆破后移动的主要方向。

爆破工程中，根据爆破条件和要求，广泛采用浅眼爆破、深孔爆破和硐室爆破。

浅眼爆破，是常用的一种爆破方法，在直径50mm以内、深3～5m的炮眼里装药爆破。此法操作简单，方便灵活，产生大块少，主要用于井巷掘进、矿房回采落矿和破碎大块。

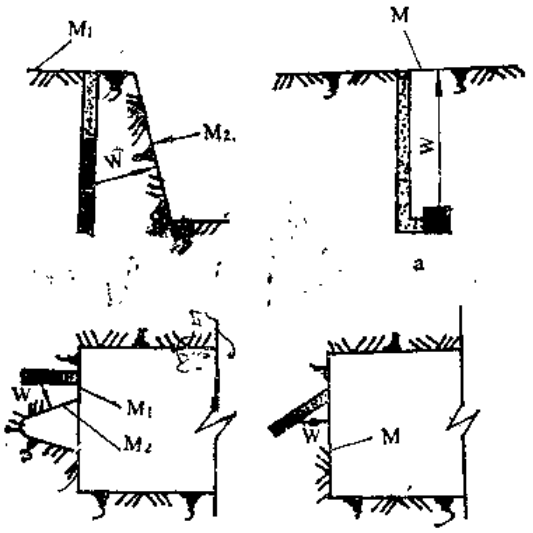


图2—24　爆破自由面与最小抵抗线示意图

深孔爆破，在直径50mm以上、深5米以上的深孔里装药爆破，是地下开采厚大矿体回采落矿和露天采矿常用的爆破方法。该法爆破效率高，每米深孔崩矿量大，成本低，作业比较安全，爆破网路复杂，技术操作较难，大块多。

硐室爆破，炸药装在专用装药硐室或巷道进行爆破，一次爆破规模大，与定向抛掷爆破相结合，可大大减少土石方装运工作量。矿岩破碎不均匀，大块多，装药硐室或巷道掘进条件差，爆破地震大，主要用于露天矿剥离，平整场地。

上述爆破方法的具体施爆作业，将分别在井巷掘进、地下回采落矿和露天采矿章节中论述。

二、控制爆破

控制爆破，既能达到前述爆破方法的爆破目的，又能部分或全部达到前述爆破方法达不到的下列目的：

（1）能将爆破地震、空气冲击波、爆破噪音和飞石等爆破公害控制在允许范围之内；

（2）能控制爆破作用的破坏范围，使被爆体的预爆部位准确地爆下，预留部分不受破坏而完整无损地保留下来，如爆前留后，爆左留右等；

（3）爆破对象按要求方向倒塌、抛掷，如拆除建筑物、构筑物的定向倒塌爆破，

定向抛掷爆破筑坝；

（4）能控制被爆体的破碎程度，如开采石材，可按型材要求，裂缝切割，成型成块脱离原岩体，或者使爆破体碎而不散。

控制爆破的基本原理，大体上有以下几点。

1．等能原理　根据爆破对象、条件和要求，优选控制爆破参数，采用相应的炸药和装药结构，使每个炮眼爆破所产生的爆炸能量与破碎其周围介质所需的最低能量相等，以达到只产生一定裂隙或原地松动爆破，无多余能量造成爆破地震等爆破公害。

2．微分原理　其实质是在被爆体内，分散布置许多炮眼，每个炮眼装少量炸药，用多段微差起爆，达到既爆掉被爆体，又明显减轻爆破地震波、空气冲击波、飞石等危害作用。

3．失稳原理　对需要拆除的建筑、构筑物，研究、分析其受力状态、（荷载分布和实际承载能力）之后，用控爆技术将其关键承重部位进行爆破松动，破坏其刚度，使之失去整体稳定性，然后在自重作用下，原地坍塌或定向倾倒。

4．缓冲原理　选择相应的装药结构，如采用药包直径小于炮眼直径的不偶合装药，爆轰波的冲击作用经环形空气间隙得到缓冲，其峰值压力对矿岩的冲击作用减弱，使爆破效果得到改善，达到控制爆破目的。

5．防护原理　爆破产生的爆破地震、空气冲击波、飞石、噪音等爆破公害，通过正确确定各项控爆参数，已经得到控制。对已受到控制的爆破公害，再采取如挖防震沟等具体防护措施，加以防护，谓之防护原理。

采矿工程中，常用以下控制爆破技术。

1．微差爆破　微差爆破，也叫毫秒爆破，是相邻药室相隔几毫秒到几十毫秒先后依次起爆的一种控制爆破技术，具有能减轻爆破地震的有害影响，矿岩破碎均匀，大块少，飞石少，爆堆集中；以及炸药消耗量小等优点。微差间隔时间，用毫秒延期雷管、继爆管和毫秒延时仪控制。

微差爆破效果，取决于微差间隔时间，这个时间目前靠实践经验或试验确定。通常，深孔爆破控制在15～75ms，井巷掘进的浅眼爆破控制在50～150ms。微差爆破顺序，单排孔采用隔孔微差起爆，多排孔采用各种型式的隔排微差起爆。深孔一般3～6排，也有多达10排以上的。

采用塑料导爆管微差起爆，有孔内微差和孔外微差两种方式。

孔内微差起爆，是孔内药包用非电毫秒雷管起爆，破爆网路中孔外传爆雷管采用普通非电雷管。这种微差方式，联线容易出错，造成延时错误。此外，需要大量不同段别的毫秒延期雷管，故实际少用。

孔外微差起爆，是爆破网路中孔外传爆雷管用非电毫秒延期雷管，孔内药包用普通非电雷管起爆。此种微差方式，微差时间准确，一次爆破需要的非电毫秒延期雷管段别和数量都少，使爆破成本降低，还可使网路联接差错减少。

为克服非电毫秒延期雷管段别不足，可采用孔外非电毫秒延期导爆管四通（图2—25）代替。连接块，从而为实现大范围导爆管微差起爆开辟了新的途径，也利于提高本起爆系统的安全性。

2．**光面爆破**　光面爆破是现代工程爆破中运用得比较成功的一项控制爆破技术，用于井巷掘进和临近露天矿边坡爆破，岩石较精确地沿设计轮廓线爆下，露天矿边坡上或巷道周壁残留半边清晰可见的眼痕（图2—26），表面平整，没有明显的爆震裂隙，岩壁稳定。

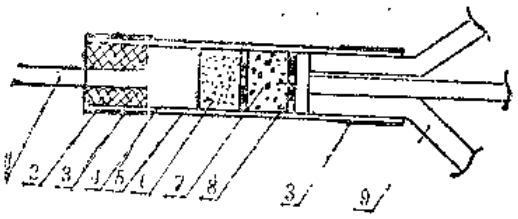


图2—25　非电毫秒延期导爆管四通

1—主导爆管；2—塑料盒；3—外联接套；4—内管；5—外管；6—延期药；7—起爆药；8—加强帽；9—被爆导爆管



图2—26　光面爆破

实现光面爆破，合理布置光爆炮眼，利用缓冲原理，采用低威力、小直径药包、不偶合装药结构以及同时起爆，爆破后只是在光爆炮眼之间形成贯穿裂隙，爆破出平整的光爆面。

恰当的不耦合装药系数，是获得良好光爆效果的重要条件。井巷掘进光面爆破，不耦合装药系数以1.1～1.3为宜。

3．**预裂爆破**　预裂爆破主要用于露天矿最终边坡形成平整稳定岩壁，其原理与光面爆破相似。如图2—27所示，沿设计开挖线留一排密集预裂孔，采用微差爆破，在主爆破孔爆破之前将其同时起爆爆破，从而沿预裂孔联线形成一条宽1～2cm的贯穿预裂缝，把爆破区和保留区隔开。预裂缝的出现，使主爆破孔爆破时产生的爆破应力波，不仅由裂缝面产生强烈反射，而且透过预裂缝的爆破波强度大大削弱，对保留区岩体的破坏作用减轻，使边坡得到保护。为获得较好的预裂爆破效果，要正确选择预裂孔孔距、不偶合装药系数，具体详露天采掘工艺章穿孔爆破节。

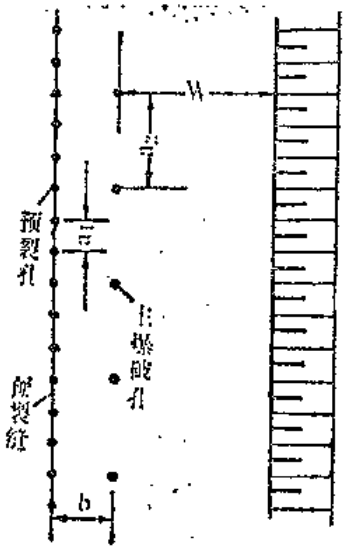


图2—27　预裂爆破深孔排列

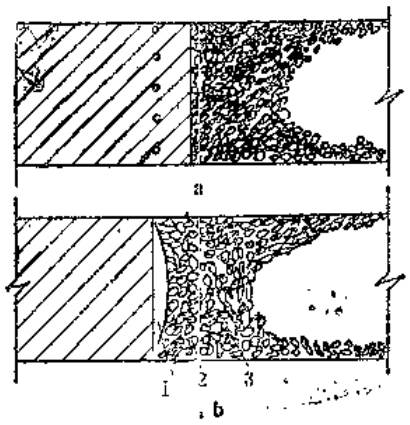


图2—28　挤压爆破示意图

a—爆破前；b—爆破后

1—滑线；2—位移区；3—挤压区

4．**降压爆破**　爆破，通常都预留有足够的空间，以容纳矿岩爆下后因松散而增加的体积，这种条件下的爆破叫自由空间爆破，预留的空间，叫补偿空间。爆下的矿岩，充分、自由地得到松散，是自由空间爆破的基本特征。

挤压爆破，与自由空间爆破相反，不预留补偿空间，只是待爆矿岩体前方堆有破碎的松散矿岩（图2—28），当矿岩体以微差爆破先后依次起爆时，爆下的矿岩对其前方的松散矿岩，造成一次一次连续挤

压，产生多次反复破碎作用，使爆破能量得到充分利用，获得比自由空间爆破好得多的效果。挤压爆破，用于露天采矿工程，可控制矿岩抛掷，爆堆集中，利于装车。

5．水压爆破　水压爆破，也叫ABS爆破法（AquaBlastingSystem），有水压光面爆破和水压定向切割爆破两种。

水压光面爆破。用白铁皮或塑料做直径30～35mm、长0.5～2.0m的水压爆破管（图2—29），管内装一个带电雷管的防水起爆药包和相当于1/6管长的防水药包，注满水盖好，用乙烯密封，以防漏水。雷管脚线从管盖上预留的沟槽引出（图2—30）。

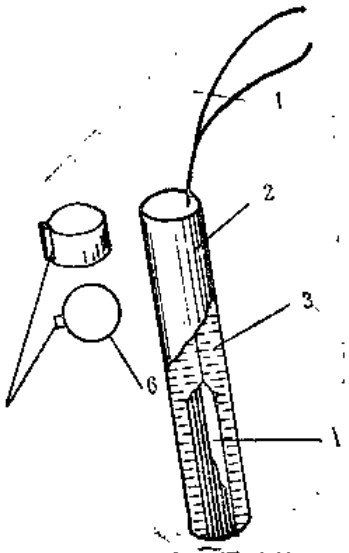


图2—29　水压爆破管

1—脚线；2—管壳；3—水；4—药卷；5—脚线沟槽；6—管盖

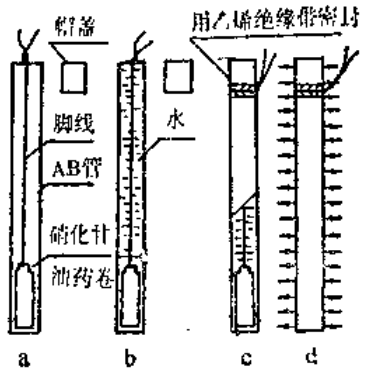


图2—30　水压爆破管装药、注水、密封及爆炸作用传播示意图

a—药卷放入爆破管；

b—装有药包并注满水的爆破管；

c—装好药、注满水、管口密封后完整的爆破管；

d—爆炸作用垂直管壁轴向均匀传播

爆破时，将爆破管装入炮眼，用炮泥填塞。炸药起爆时瞬间产生的爆轰压力，在水的传递下，迅速均匀地作用在整个孔壁上，使爆震裂隙得到控制，从而获得良好的光爆效果。

水压定向切割爆破。爆破管管径一般为35mm，管内装两块稍短于爆破管的特制凹形金属反射板（图2—31），板厚1mm，曲率半径12～15mm。装药前，先将反射板装入爆破管内，然后将防水炸药B装入反射板凹形槽中，此后其他注水等操作均与水压光面爆破法相同。

水压定向切割爆破，除利用水均匀传递爆轰压力外，还利用聚能效应产生定向作用。炸药爆炸时，爆轰压力在水的传递下，入射到凹形板反射面上，经反射后沿与凹形曲面对称的轴心线汇集形成合成反射波，使爆炸压力既具方向性，其破岩能力又得到加强，从而产生定向切割作用。

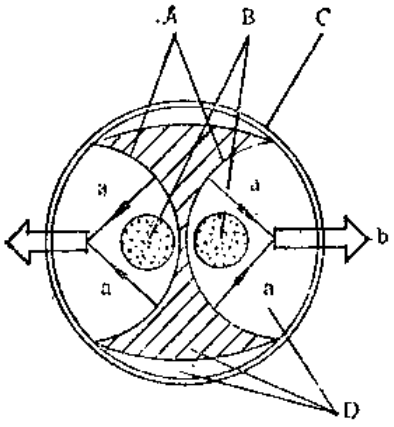


图2—31　水压定向切割爆破管结构

A—金属凹形反射；　B—防水药包；

C—聚乙烯管；　D—水；

a—反射波；　b—合成反射波

装在炮眼里的爆破管，其凹形反射板的对轴心线要对准炮眼的轴心线，以确保获得定向切割作用，爆破后才能形成平整的断裂面。

水压定向切割爆破破岩原理如图2—32所示，当相邻面药包爆炸时，沿药包轴心线方向产生压应力，垂直轴心线方向产生拉应力。因岩石抗拉强度远比抗压强度小，故在拉应力作用下，沿炮眼轴心联线方向定向破裂。

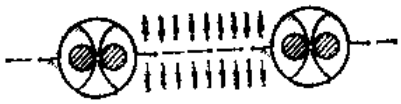


图2—32 水压定向切割爆破破岩原理示意图

日本福岛县须贺川采石场，广泛采用水压定向切割爆破开采花岗岩，一块3×25×1.8m³的花岗岩，布置三个炮眼，眼距80cm，每眼装硝化甘油炸药33g，爆破后花岗岩破裂成两半，效果很好。

山东莱芜铁矿，露天采场破碎大块矿岩，钻凿一个或两个炮眼，采用水介质不耦合装药爆破，效果良好，几乎没有飞石，噪音小，粉尘少，凿岩爆破费用降低10%。其主要爆破参数为：

（1）不耦合装药系数为2.5；

（2）眼深不得小于0.35m，亦可按下式确定：

$$H=(1.1\sim1.3)W,\ m \qquad (2-1)$$

若系柱状大块则按下式计算：

$$H=1.5W,\ m \qquad (2-2)$$

（3）炸药量可按下列公式计算

$$Q=100(W-0.1)g \qquad (2-3)$$

水压控制爆破，除用于采矿工程外，还可用于拆除容器型建筑、构筑物。1984年3月，我国控制爆破工程技术人员先用水压偏炸技术定向倾倒、后用静态爆破剂对爆破不良部份进行二次破碎，成功地拆除了四川省成都市高61.2m的钢筋混凝土跳伞塔，为水压爆破拆除薄壁高耸构筑物开辟了良好的前景。

6．静态爆破　前述各种控制爆破技术，只能使爆破地震、爆炸冲击波、飞石和噪音有所减轻，而不能根绝，对有毒气体、粉尘和瞎炮的产生仍然无能为力，静态爆破则可克服这一不足。这种爆破方法，以静态爆破剂产生膨胀力，缓慢地作用在眼壁上，将岩石膨胀裂开，整个作用过程，可视为一个静力过程，故有静态爆破之称。

静态爆破剂是以特殊硅酸盐、氧化钙为主要原料，掺有其他有机、无机添加剂而配制的粉末状混合物，其中氧化钙是主要膨胀源。当氧化钙与水混合变成氢氧化钙，释放热量，体积增大49.5%。故静态爆破剂经化学反应后，温度升高，体积膨胀，压力增大产生可达（3～5）×10⁷ N/m²的膨胀压力，作用在孔壁上，沿径向产生压应力，沿切向产生拉应力，因岩石抗拉强度远比抗压强度小，故当静态爆破剂产生的膨胀压力达到一定值时，岩石就会由于足够的拉应力产生径向裂隙而破裂（图2—33）。

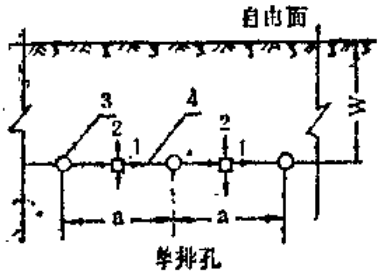


图2—33 静态爆破破岩机理示意图

1—径向压应力；2—切向拉应力；3—炮眼；4—裂缝；P—膨胀压力

静态爆破剂使用之前，掺适量清水搅拌成均匀浆状流体，然后用人工或矿浆泵直接注入炮眼，用草垫等复盖，2～5h后，开始裂开，约经20～24h，裂缝达到最大宽度。初现裂隙时，可适量洒些清水（冬季洒温水），以助裂隙扩大。工作人员，必须戴防护眼镜和乳胶手套，装药时不得直视炮眼，以防药液喷出伤害眼睛。

目前，国内有JC--1系列、SCA系列静态爆破剂批量生产。JC—1系列的最优掺水量（按重量计）为28～32%，其适用温度范围和爆破孔网参数分别列于表2—11。

表2—11　　JC—1系列静态爆破剂适用温度范围

序号	型号	适用温度范围	备注
1	JC—1—Ⅰ	夏，>25°C	武汉工业大学研制，由河南息县、四川忠县、湖北松滋县静态爆破服务公司等单位生产
2	JC—1—Ⅱ	春、秋，10～25°C	
3	JC—1—Ⅲ	冬，0～10°C	
4	JC—1—Ⅳ	寒冬，零度以下	

表2—12　　静态爆破剂爆破参数与单耗

序号	爆破对象		爆破参数			单耗，kg/m³	
			孔径，mm	孔距，mm	孔深m①	切割	破碎
1	孤石	软岩	30～42	50～60	0.7～0.75	2～3	3～5
		中硬岩石	30～42	40～50	0.75～0.85	3～4	4～6
		硬岩	38～50	30～40	0.8～0.9	4～5	5～7
2	混凝土	无钢筋	30～42	35～60	0.7～0.85	4～6	6～8
		有钢筋	38～50	20～35	0.9～0.95	10～15	15～20
3	整体岩石	软岩	30～42	40～60	1.0～1.05	3～5	5～7
		中硬岩石	30～42	30～50	1.05	4～6	8～10
		硬岩	38～50	20～30	1.05～1.10	5～7	10～12

①指与被爆体高（深）度之比值；孔向垂直、倾斜或近似水平（向下斜5～10°）孔径40±2mm时，每米孔可装药2±0.2kg

静态爆破，是80年代初国际上出现的一种新型控制爆破技术，技术操作简便，适应性强，安全可靠，不产生爆破公害，适于混凝土和钢筋混凝土基础或构筑物的拆除爆破；也适于大理石、花岗岩等石材成型爆破开采，以及开采需要保护晶体的水晶、冰洲石和光学萤石等矿产。鉴于这一新的控制爆破技术尚处试验研究阶段，有关爆破参数均应通过试验研究确定，以期获得良好效果。

第三章　地下矿开拓

地下采矿，合理的井田范围确定之后，首先要从地表掘进一系列井巷通达矿体，以便将采矿人员、机械设备及材料、新鲜风流、动力等送到作业地点，将采下的矿石和废石运到地面，把井下的水和污浊空气排到地面，将矿体和地表之间建立一条完整的行人、通风、排水系统。为建立这一完整系统而进行的井巷开掘工程叫矿床开拓。为开拓矿床掘进的各种井巷而形成的空间布置体系，叫开拓系统。图3—1所示为地下矿开拓系统立体示意图。

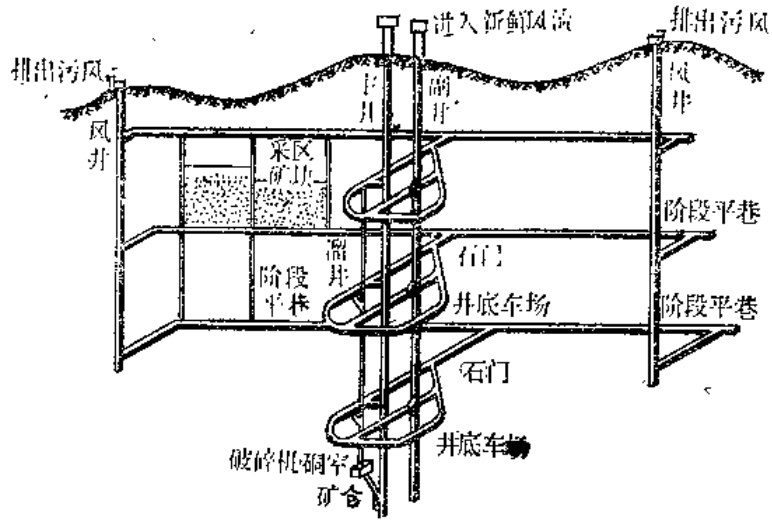


图3—1　地下矿开拓系统立体示意图

完善的矿床开拓系统，应能使井下采出的矿石顺利运到地表，井下生产所需的采矿设备及材料能及时运到作业地点；采矿人员能顺利进出作业地点；井下通风、排水能正常进行，以保证井下安全生产。

矿床开拓，要根据矿山地质地形条件及开采技术条件，国民经济建设对矿石的需要，以及党的方针政策，确定合理的井田范围、主要开拓巷道类型、数量及位置，以及正确划分阶段高度等。这些技术问题，解决得正确与否，不仅会影响矿井基建工程量、基建投资和矿井建设时间，而且将长期地影响矿山生产的安全及经济效益。实际上，矿床开拓，是矿山的基本建设工程，是矿井建设中最重要的一环，必须予以充分重视。

第一节　开拓巷道

地下采矿，需要掘进各种巷道，以保证矿山正常生产。矿山巷道，种类很多，但大体上可分为井巷和硐室两大类。

井巷，系断面不大但长、形状规则的巷道，其断面尺寸视用途而异，其长度视采矿需要而定。这类巷道有水平的、垂直的、倾斜的和斜坡道式的。

硐室，系长、宽相差不大、形状规则的巷道，其大小视用途而异，并按用途命名，如井下水泵房、炸药库，候罐室、破碎硐室等等。

上述矿山巷道，用于矿床开拓的叫开拓巷道。开拓巷道，按其在采矿过程中所起的

作用，分主要开拓巷道和辅助开拓巷道。

担负将井下矿石提运到地表的水平、垂直、倾斜巷道或无轨斜坡道叫主要开拓巷道，并分别称之为主平硐、主井（竖井、斜井）和主斜坡道。

用于人员上下、通风排水、提运废石、运送设备材料、溜放矿石和充填料等水平、垂直、倾斜巷道或无轨斜坡道叫辅助开拓巷道，如付井、风井、充填井、溜矿井、石门、井底车场及各种峒室。

第二节　矿田、井田和回采单元

矿床开拓，首先要确定一个矿井的开采范围，而后将其划分为回采单元，以便有计划、有步骤地进行开采。

一、矿田与井田

划归一个矿山企业开采的矿床或其一部份叫矿田。矿山企业划归一个矿井（坑口）开采的矿床或其一部分叫井田（图3—2）。

如果矿体相对集中，矿床范围不大，用一个井田开采，其范围以矿床边界为界，这样便于生产管理。

如果矿体规模大，用一个井田开采，巷道掘进工程量大，矿井基建时间长，作业地点分散，生产管理不便，导致技术经济上不合理，则划分几个井田开采，井田范围以地质构造、河流、湖泊、铁路等自然条件划定（图3—3），或通过技术经济比较确定。一般情况下，井田尺寸，沿矿体走向长500～800m至1000～1500m，深500～600m较为合理。

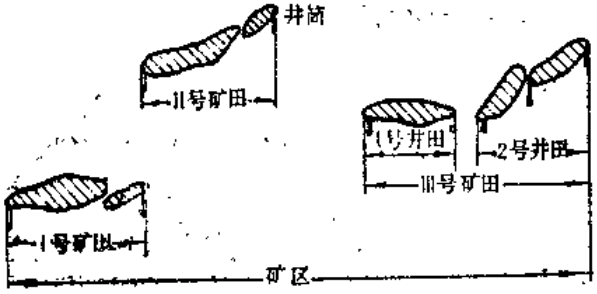


图3—2　矿田与井田

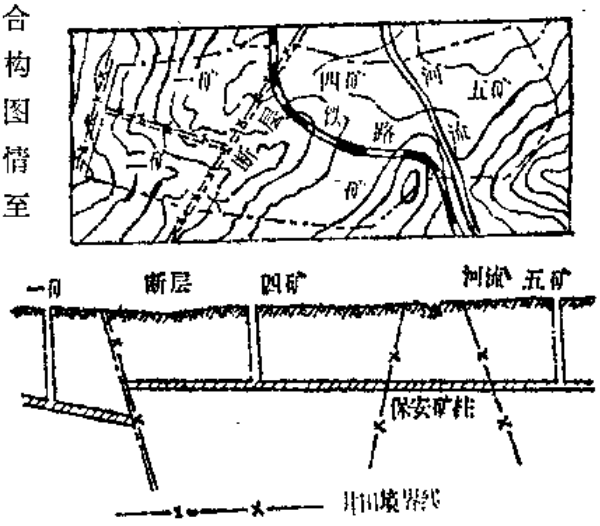


图3—3　以断层、河流等自然条件划分井田示意图

二、阶段和矿块

开采倾斜、急倾斜矿体，为了有计划有步骤进行回采，沿矿体垂直方向每隔一定距离掘进与矿体走向一致的阶段运输平巷，将矿体沿垂直方向划分成一条条矿段，叫阶段。阶段长度以井田边界为界，沿倾斜方向，以上下相邻两阶段运输平巷为界，如图

3—4所示。

阶段高度，变化较大，取决于矿体的倾角、矿石和围岩的稳固性以及采矿方法的要求等因素。开采缓斜矿体，一般为20～25m；开采急斜矿体，常为40～60m，甚至达80～100m。随着采矿机械化程度不断提高，高效率的采矿方法得到应用，阶段高度只有增大的趋势。

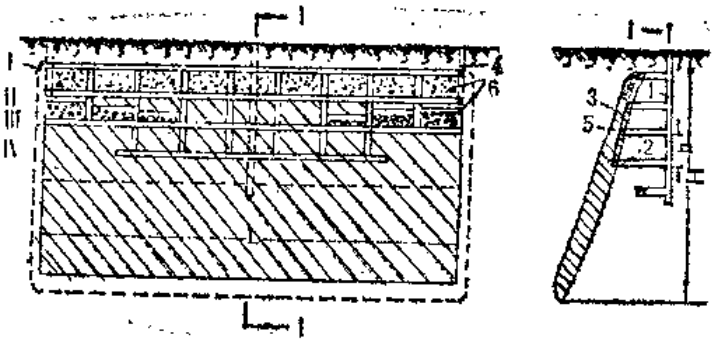


图3—4 阶段、矿块示意图

Ⅰ—已采阶段；Ⅱ—回采阶段；Ⅲ—采准阶段；Ⅳ—开拓阶段；1—主井；2—石门；3—天井；4—风井；5—阶段运输平巷；6—矿块

井田划分为阶段后，沿阶段长度方向，每隔一定距离掘进连通上、下相邻阶段运输平巷的天井，将阶段划分为一个个小矿段，叫矿块，如图3—4之6所示。矿块是地下采矿的回采单元。

三、盘区和矿壁

开采不能将井田划分为阶段的微倾斜或水平矿体时，将其划分为长条形的矿段（图3—5）回采，即在主要运输平巷3的上斜方向和下斜方向的井田部份，每隔一定距离用盘区平巷4（或分别叫盘区上山或盘区下山）将井田划分为长方形（也可以是正方形）矿段，叫盘区，如图3—5中之Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ所示。盘区长度，从主要运输平巷到井田边界，宽度以左右两盘区平巷为界，一般为200～400×200～400m²，视矿床开采技术条件、围岩稳固程度及所用的矿石搬运设备而异。

沿盘区长度方向，从盘区运输巷道（或叫盘区上山或下山）每隔一定距离掘进盘区回采平巷，将盘区再划成一个个长条形小矿块，叫矿壁，如图3—5中之6所示。矿壁也是地下采矿的回采单元。

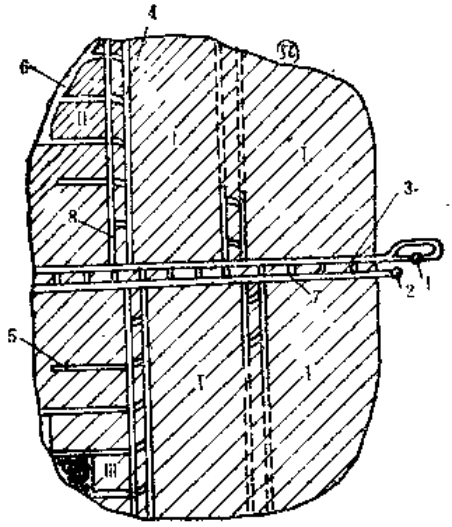


图3—5 盘区、矿壁划分示意图

1—主井；2—付井；3—主要运输平巷；4—盘区运输平巷；5—盘区回采平巷；6—矿壁；7—回风巷道；8—盘区回风巷道；Ⅰ—开拓盘区；Ⅱ—采准、切割盘区；Ⅲ—回采盘区

第三节 阶段、矿块的开采顺序

地下采矿，井田内阶段的合理开采顺序及阶段内矿块的回采顺序，对安全生产，起着重要作用。

一、井田内阶段开采顺序

井田划分阶段开采时，其开采顺序，有下行式和上行式两种。

1．下行式开采顺序（图3—6之a）　自上而下逐个阶段进行回采，也可多阶段同时回采。多阶段回采，可以增长工作线，提高矿井生产能力，但作业点分散，巷道维修量大，占用材料、设备多，生产管理不便。故同时回采的阶段最多两个，加上采准、开拓，顶多3—4个。

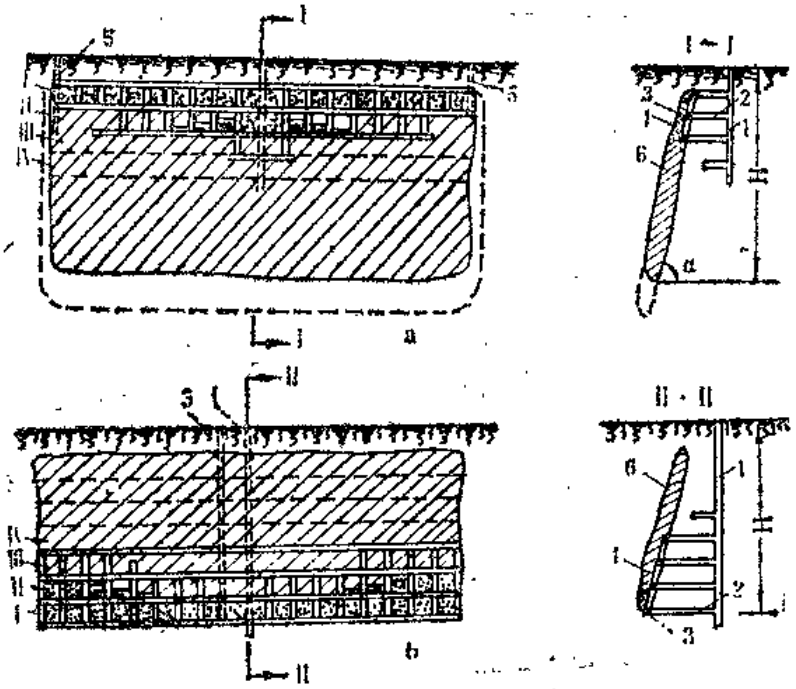


图3—6　井田内阶段开采顺序

a—下行式开采；　b—上行式开采

1—主井；2—石门；3—阶段运输平巷；4—天井；5—付井；6—矿体

下行式开采顺序，出矿早，初期投资少，安全性好，开采过程中可以进一步探清深部矿体，生产实践中广为采用。

2．上行式开采顺序（图3—6之b）　只有在矿床上贫下富，国家又急需该种矿产；地表无法设废石场，上部采出的废石需要堆放在矿床下部采空区，或者需要下部采空区蓄水等特殊情况下才使用。

二、阶段内矿块回采顺序

阶段内矿块的回采顺序，是相对于主要开拓巷道位置而言的，通常有以下几种：

1．前进式回采　阶段内矿块回采，是在阶段运输平巷掘进到一定距离以后，从紧靠主要开拓巷道的矿块开始，向井田边界推进，如图3—6之a所示。此种回采顺序，出矿早，见效快，但阶段运输平巷处于已采矿块下部，维护条件较差，维护费用增加。

2．后退式回采　阶段矿块回采，是在阶段运输平巷掘到井田边界之后，从紧靠井

田边界的矿块开始，向主要开拓巷道方向推进，如图3—7之b所示。此种回采方式，可起补充探矿作用，运输平巷随着回采的进行而废弃，适用于开采矿岩不稳固、埋藏条件复杂的矿体。

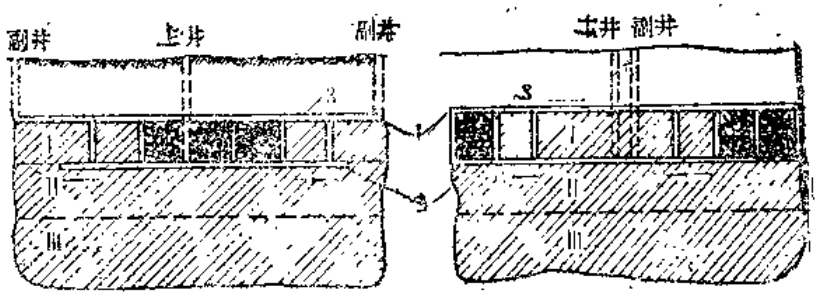


图3—7　阶段内矿块回采顺序

a—前进式；　b—后退式

1—阶段回风平巷；2—阶段运输平巷；3—矿块天井

第四节　单一开拓法

一个井田，用一种主要开拓巷道开拓到最终开采深度的开拓方法叫单一开拓法。单一开拓法有平硐开拓、竖井开拓、斜井开拓和无轨斜坡开拓。

一、平硐开拓法

以平硐为主要开拓巷道矿床的方法叫平硐开拓法。根据平硐与矿体的相对位置关系，平硐开拓有以下主要两种。

1．直交矿体走向平硐开拓　平硐在矿体下盘（图3—8）或上盘（图3—9）直交矿体走向布置，各阶段采下的矿石经溜矿井溜至主平硐水平装车运出，人员、材材设备经辅助井送入各阶段后转运到各作业点。

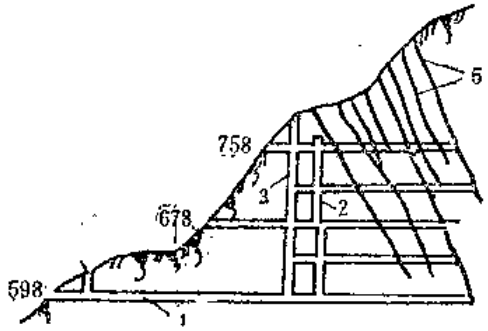


图3—8　下盘平硐开拓

1—主平硐；2—溜矿井；3—辅助竖井；4—进风井；5—矿体

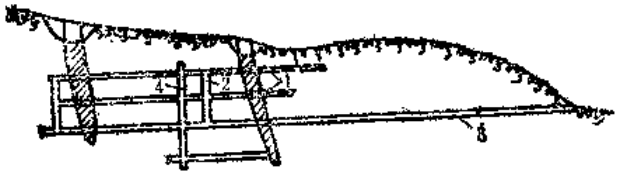


图3—9　上盘平硐开拓

1—阶段平硐；2—溜矿井；3—主平硐；4—盲竖井

2．沿脉平硐开拓矿　当矿体一端出露或接近出坡时，沿矿体走向布置平硐，开拓矿床，谓之沿脉平硐开拓，如图3—10所示。平硐一般布置在脉内，若矿石不稳固，则可布置在下盘围岩。

由上述各种平硐开拓法可以看出：平硐开拓主要用于开拓赋存在矿区地表水平以上的矿体，地表水平以下的矿体一般用井筒开拓。

平硐开拓，矿车自溜运出，不需动力提升设备；基建投资少，投产快；可起补充探矿作用，特别是沿脉平硐开拓。平硐开拓，是一种安全可靠而又经济的开拓方法，使用甚广。

二、竖井开拓

以竖井为主要开拓巷道开拓矿床的方法叫竖井开拓。根据竖井与矿体的相对位置关系，竖井开拓，主要有以下几种。

1．下盘竖井开拓（图 3—11） 竖井布置在下盘岩层移动范围之外，再由竖井掘进石门通达矿体进行开拓。

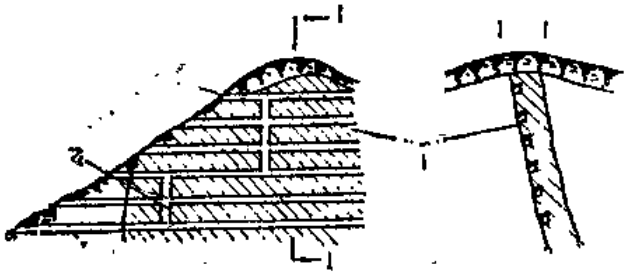


图3—10 沿脉平硐开拓

1—主平硐；2—溜矿井；3—阶段平硐；4—阶段

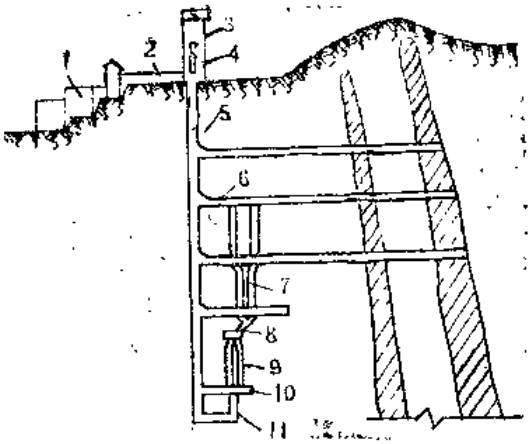


图3—11 下盘竖井开拓

1—选矿厂；2—皮带运输机；3—井塔；4—矿仓；5—主井；6—石门；7—矿石溜井；8—井下破碎硐室；9—矿仓；10—皮带巷道；11—粉矿回收巷；

下盘竖井开拓，井筒维护条件较好，不留井筒保安矿柱，使用较广，但石门随开采深度而加长，特别是倾角变小时增长得更多。故这种开拓方法，适于急斜特别是倾角在75°以上者尤为有利。

2．穿脉竖井开拓 竖井穿过矿体开拓矿床，这种开拓方法，竖井一般布置在矿体中央，要留井筒保安矿柱，矿损较大，一般适用于开采面积大而不厚、矿石不贵重的缓斜矿体，我国不少石膏矿床均采用这种开拓法。

图3—12为定远石膏矿穿脉竖井开拓示意图。该矿为湖相沉积石膏矿床，石膏呈层状产出，倾角3～8°，矿体面积很大，地表平坦，竖井穿过各膏层，各膏层用石门

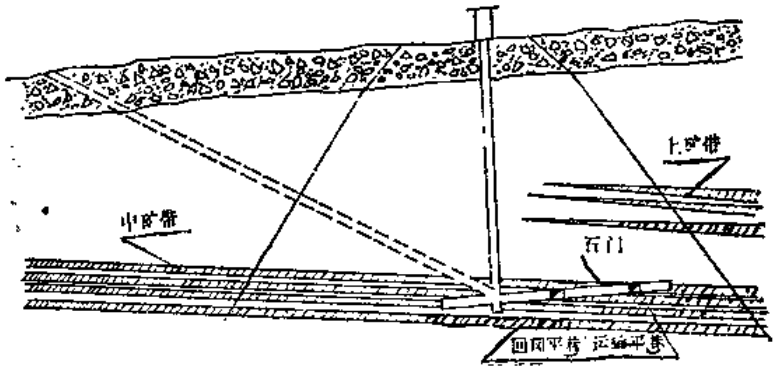


图3—12 穿脉竖井开拓图

联通。

竖井开拓，除上述方案外，还有诸如侧翼竖井开拓、上盘竖井开拓等等方案。

三、斜井开拓

以斜井为主要开拓巷道开拓矿床的方法叫斜井开拓。此种开拓方法，主要用于开拓埋在地下不深的缓斜矿体。

斜井的倾角，视斜井所用提升容器而异，一般不超过45°。串车提升时，在25°以下；箕斗或台车提升，在25°以上；钢绳胶带运输机提升，为18°以下。

斜井开拓，据斜井与矿体的相对位置，有以下方案。

1．脉内斜井开拓　斜井沿矿体下盘布置，倾角与矿体倾角一致(图3—13)，脉内斜井开拓，开拓工程量小，投产快，基建期顺便出矿，能早日发挥经济效益，能起补充探矿作用；若矿体下盘不稳定，井筒难以保持平直，影响提升作业；需留保安矿柱，矿损较大。此开拓法多用于小型矿山。

2．下盘斜井开拓　斜井布置在矿体下盘围岩（图3—14），再从斜井掘进阶段

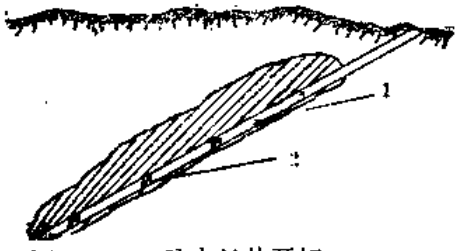


图3—13　脉内斜井开拓

1—斜井；2—阶段运输平巷

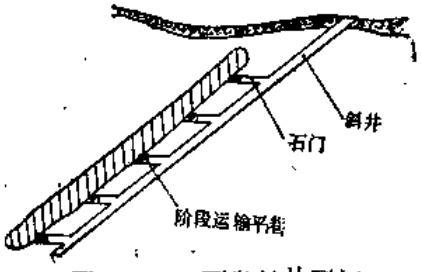


图3—14　下盘斜井开拓

石门通达矿体。

下盘斜井开拓，虽然需要掘进石门，但井筒维护条件较好，不要留井筒保安矿柱，比脉内斜井开拓使用更广。

四、无轨斜坡道开拓

自从采、装、运、卸高度机械化的地下无轨采矿设备问世以来，矿床无轨斜坡道开拓，随着无轨采矿设备的推广也应运而生。

所谓无轨斜坡道，就是由地表到井下或井下各阶段之间供无轨采矿设备运行或安装钢绳胶带运输机的无轨通道。

无轨斜坡道开拓，与前述三种单一开拓法不同，不安装提升设备，不铺设轨道，采下的矿石用无轨采矿设备自回采工作面直接运到地面；地下采矿需要的设备、材料等直接由地表运到井下各作业地点；井下的采矿设备，可根据工作需要，直接自行转移工作地点。

直通地面的无轨斜坡道，当井田没有矿石提升井时，主要用于提运矿石，兼作无轨设备出入和其他之用；若井田有矿石提升井，则专供无轨设上下，兼作通风及其它辅助运输。

井下各阶段之间的辅助无轨斜坡道，主要用于无轨采矿设备的转移，兼作通风及辅助运输。无轨采矿设备具有机动、灵活的特点，井下各阶段间如果没有辅助无轨斜坡道，其机动、灵活作用，也就很难发挥。通常情况下，一般均设辅助无轨斜坡道。我国梅山铁矿，为适应越来越多的无轨采矿设备的转移，在没有设备井的条件下，增开了井下辅助无轨斜坡道，供无轨采矿设备于分段间转移。

无轨斜坡道有直线式、折返式和螺旋式三种。

折返式无轨斜坡道如图3—15所示，由直线段和曲线段（折返段）组成。直线段变换高程，曲线段变化方向，坡度平缓或近似水平，便于无轨设备转弯。

螺旋式无轨斜坡道如图3—16所示，巷道线路呈圆柱螺旋状或圆锥螺旋状。



图3—15 折返式无轨斜坡道



图3—16 螺旋式无轨斜坡道

直线式无轨斜坡道，形式上和斜井相同，只是矿岩提升方式不同，前者用无轨车辆或皮带运输机运矿，后者用箕斗或矿车提运。

无轨斜坡道开拓，按其线路布置形式有以下几种。

1．直线式无轨斜坡道开拓 无轨斜坡道布置，与斜井开拓法基本相同。图3—17所示为日本深泽铜铅锌多金属矿直线式无轨斜坡道开拓示意图。矿体似层状，呈缓倾斜产出，埋藏深度约400m。在矿体下盘相隔15m平行布置主、付无轨斜坡道，并每隔100m用联络道贯通。主无轨斜坡道，用皮带运输机分两段运矿，1号皮带斜坡道长2200m，17%的坡度，下接坡度增为30%、长225m与坑内破碎硐室相连的2号皮带斜坡道。长度和坡度与1号皮带斜坡道相同的付无轨斜坡道，通行10t自卸矿车、其他无轨采矿设备以及运送人员、材料及设备。采下的矿岩用铲运机等无轨设备分别运到溜矿井和废石溜井，经坑内破碎硐室破碎到100mm以下，最后用皮带运输机运到地面。

2．折返式无轨斜坡道开拓 如图3—18所示，无轨斜坡道呈折返式布置在矿体

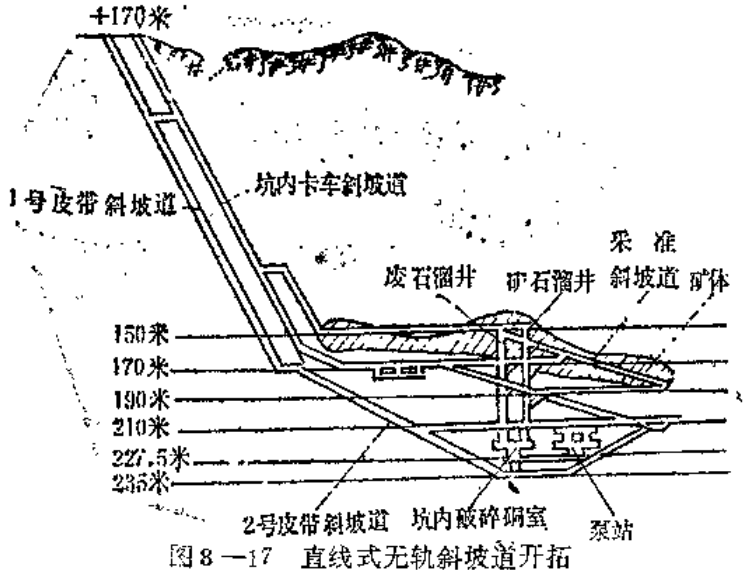


图3—17 直线式无轨斜坡道开拓

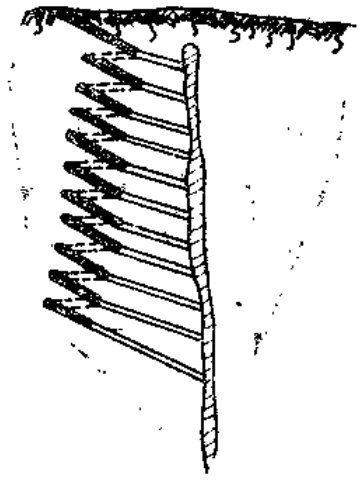


图3—18 折返式无轨斜坡道

下盘，沿垂直方向每隔一定距离掘进石门通达矿体。这种开拓方式，弯道较少，线路较平直，司机视野开阔，利于安全行车，而且较好养护。

3．螺旋式无轨斜坡道开拓　如图3—19所示。无轨斜坡道呈螺旋状布置，由上而下每隔一定距离掘进石门通达矿体。螺旋式无轨斜坡道，掘进较困难，如线路定向及外侧超高难于控制；司机视野不开阔，不利于安全行车；设备内外侧车轮始终处于差速运转，磨损不均匀；此外路面不便养护。但在相同开采深度条件下，螺旋式无轨斜坡道比折返式短，开拓工程量相应小些。

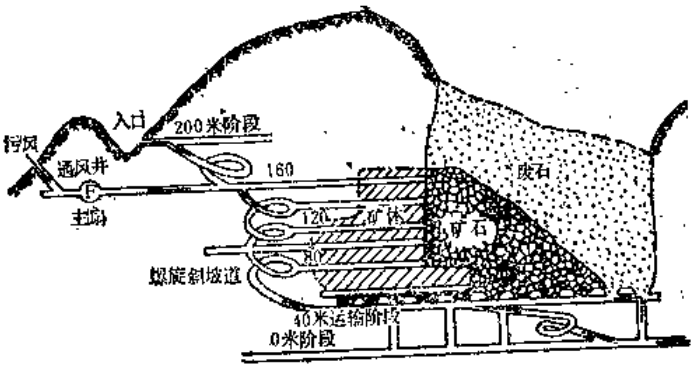


图3—19　螺旋式无轨斜坡道开拓示意图

五、单一开拓法优劣简析

上述各种单一开拓法，均有各自的适用条件，也各有优劣。

与竖井开拓、斜井开拓相比，平硐开拓有以下优点：

（1）运输能力大，安全、可靠；

（2）施工条件好，掘进速度快，矿山基建时间短；

（3）无需井底车场，也不需提升设备及井架，井口工业广场简单，基建投资少；

（4）主平硐以上多阶段内的矿石，可用溜矿井自溜下放；地下涌水自流排出；

（5）巷道维护容易，生产维修费用低。

平硐开拓，具有上述突出优点，故蕴藏在地下的矿体，只要地形条件允许，应尽量采用这种开拓法。

与斜井开拓相比，竖井开拓有以下优缺点：

（1）竖井提升较安全，提升速度快，提升能力大；斜井提升容器易掉道脱钩，运转安全性不及竖井；

（2）竖井承受地压比斜井小，维护条件较好，维护费用低，斜井则反；

（3）相同条件下，竖井比斜井短，但石门比斜井长；

（4）竖井装备复杂，斜井的管路、电缆、提升钢丝绳比竖井长，且钢丝绳磨损大，修理费用高；

（5）竖井施工技术复杂，成井速度慢。

由上述可知，竖井开拓和斜井开拓虽有利弊，但前者优于后者，故倾角不大，开采深度小，产量不大的中、小型矿井，宜用斜井开拓，反之宜用竖井开拓。

和平硐、竖井、斜井开拓相比，无轨斜坡道开拓有以下利弊：

（1）斜坡道线路布置受地形、地面工业场地等因素的影响较小；

（2）井下不需铺设轨道；无轨采矿设备出入矿井以及井下转移作业地点，方便灵

活；材料、设备可由地表直接送到作业地点，无需转运；

（3）掘进时能充分发挥无轨采矿设备的优点，可加速矿井开拓。我国小寺沟矿，一切掘进准备工作就绪后，三个月就掘好4.2×3.2m²大断面斜坡道576m。美国邦克山铅锌矿，开拓掘进一条2.4×2.6m²、15°的斜坡道和两条中段平巷，总长达1842m，20个月完成，比一般方法缩短10个月。

无轨斜坡道开拓，虽有很大优越性，但和其他开拓方法相比，特别是和竖井开拓相比，有以下不可忽视的缺点：

（1）相同条件下，斜坡道比竖井长，加之断面大，其掘进工程量比竖井开拓大，从井下到地表的运行时间比竖井提升时间长；

（2）内燃设备，燃油耗用量高，排出废气，如净化不好，污染井下空气，恶化井下工作条件；

（3）承受地压大，维护费用高；

（4）螺旋式无轨斜坡道，掘进困难，定向、外侧加高难于控制，司机视野小，不利于安全行车。

无轨斜坡道开拓，由于具有掘进速度快、运输机动灵活等优点，自60年代瑞典基律纳铁矿采用以来，世界许多国家均已推广。

我国，1975年兴建第一座地下无轨采矿设备试验矿山——小寺钩铜矿，1979年建成投产。随后又有寿王坟铜矿、三山岛金矿、凡口铅锌矿等不少矿山相继建成无轨化矿井。

根据上述无轨斜坡道开拓优劣分析和国外斜坡道开拓实际经验，矿体埋藏深，矿井产量大，单一无轨斜坡道开拓，不仅设备运输效率降低，运输不经济，而且设备功率增加，井下通风费用上升。如果矿井产量小，运输设备的运输能力不能充分发挥，设备折旧费相对增大。故合理的开拓深度和矿井产量，是单一无轨斜坡道开拓获得良好经济效益的重要条件。在这方面，我国尚无成熟经验可供借鉴，但根据国内研究成果和综合国外资料，单一无轨斜坡道开拓，适于浅埋矿体和产量不大的矿井，其开拓深度介于200～300m，以250m为宜。矿井年产量，最大不越过100万t，最小20万t。否则，应采用无轨斜坡道与平硐或井筒联合开拓。

第五节　联合开拓法

矿体上部用一种开拓巷道、深部用另一种开拓巷道进行开拓的方法叫联合开拓法。根据地形条件和矿体赋存条件，联合开拓法，方案很多，下面简要介绍几种。

一、平硐一盲井联合开拓

山岭地区，赋存于矿区地表水平以上的矿体部份用平硐开拓，地表水平以下的深部

矿体视共倾角可用盲竖井或盲斜井开拓，若经济上合理尚可用盲斜坡道开拓。图 3—20 为平硐—盲竖井联合开拓示意图。

二、竖井—盲井联合开拓

矿体延深很大，或矿体深部倾角变缓，或深部发现盲矿体，采用单一竖井开拓，深部矿石一段提升困难或者深部石门太长，则视深部矿体赋存条件，可用竖井—盲竖井联合开拓（图 3—21a）或竖井—盲斜井联合开拓（图 3—21b）。

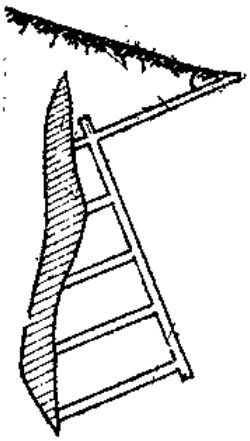


图 3—20　平硐—盲竖井联合开拓示意图

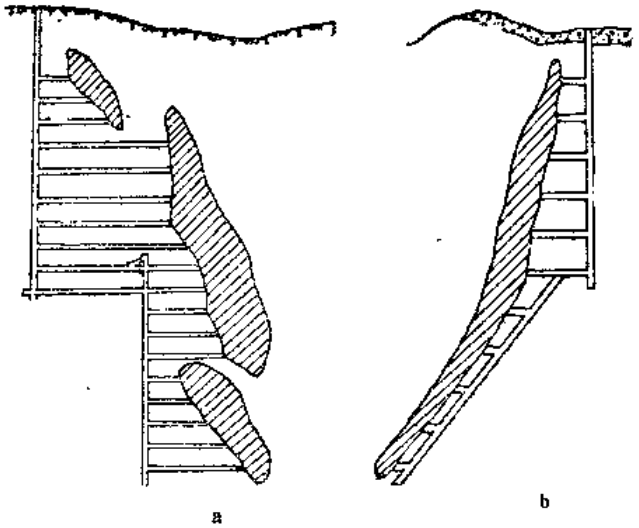


图 3—21　竖井—盲井联合开拓示意图

a—竖井—盲竖井联合开拓；
b—竖井—盲斜井联合开拓

三、斜井—盲井联合开拓

上部矿体用斜井开拓，深部盲矿体用盲井开拓，盲井井型视矿体产状采用盲斜井（图 3—22a）或盲竖井（图 3—22b）。

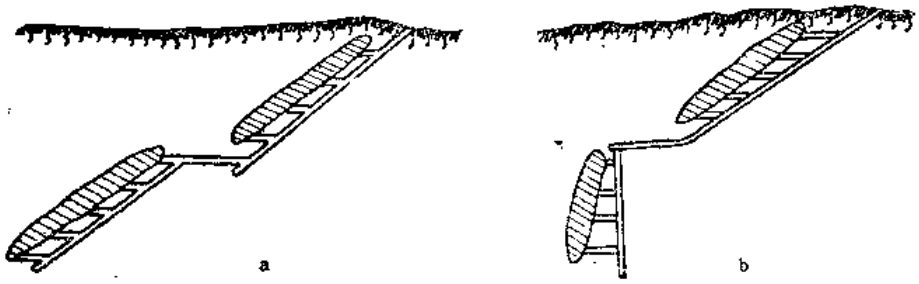


图 3—22　斜井—盲井联合开拓示意图

a：斜井—盲斜中联合开拓；b：斜井—盲斜井联合开拓

四、井筒（或平硐）—无轨斜坡道联合开拓

竖井、斜井和平硐均可与斜坡道组成联合开拓，此时直通地面的斜坡道，可以是用

于运输矿石的主要开拓巷道，兼作无轨设备出入和其他之用；或专供无轨设备出入，兼作辅助运输。

图3—23为加拿大克里斯顿镍矿竖井—无轨斜坡道联合开拓示意图。螺旋式斜坡道供无轨采矿设备出入，回采工作面的矿石，用铲运机等无轨设备运入分支溜井，经主溜井4入破碎站5破碎后，由皮带运输机6输送到装载矿仓7，最后经箕斗井2提升到地面选矿厂。

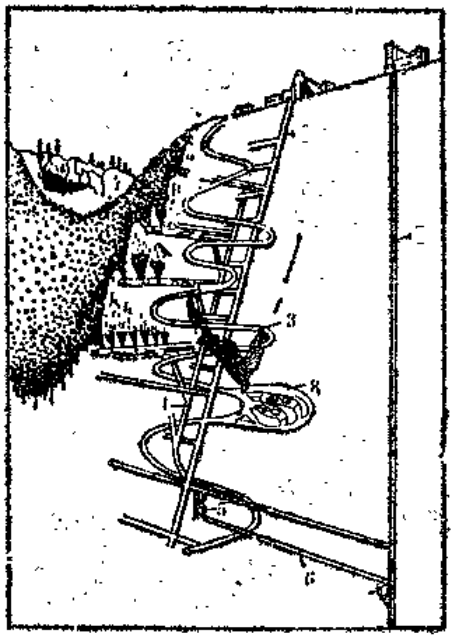


图3—23 斜井—无轨斜坡道联合开拓示意图

1—斜井；2—箕斗井；3—螺旋式斜坡道；4—主溜矿井；5—井下破碎站；6—皮带运输机；7—装载矿仓；8—井下机修硐室

第六节 主要开拓巷道位置确定

主要开拓巷道是联系井上井下的枢纽，是矿山生产的咽喉，其出口周围是矿山布置各种辅助生产设施（如机修厂、空压机房等）和生活设施的工业广场，故其位置确定得正确与否，对矿山生产，影响深远。

理想的主要开拓巷道位置应符合以下要求：

（1）安全。矿井不被洪水淹没；井口及工业广场的一切生产、生活设施不因岩层移动、滑坡、山崩、雪崩而受到影响；

（2）基建工程量小，矿石运费低，经济合理；

（3）不占或少占农田，不压矿，尽可能不留保安矿柱；

（4）技术上可行，不穿过含水层、流砂层、岩溶洞和断层破坏的岩层。

主要开拓巷道的位置，沿走向应在运输功最小之处，直交矿体走向则应在地表岩层移动区以外的安全地点。

所谓运输功，即以t－km表示的矿石运输量和运输距离的乘积，运输功大，矿石运费就高。故主要开拓巷道沿矿体走向的位置，要避免井上井下返向运输，按最小运输功确定，这一原则，对蕴藏在平坦地区的大面积矿体甚为重要。埋藏在山岭地区的矿体，因地表地形复杂，地面条件对主要开拓巷道位置的影响往往甚过最小运输功，有时甚至起着决定性的作用，如根据最小运输功确定的主要开拓巷道位置，因地形关系而易位者乃常有之事。

地下采矿，一旦矿体采出，原岩体应力状态遭到破坏，采空区周围岩体应力重新分布，采空区上部岩层逐渐变形、移动、崩落，乃至波及地表，地表下沉，出现危险区。主要开拓巷道在直交矿体走向上的位置，就是考虑这种情况将其确定在地面危险区之外的安全地点。

采空区地表发生崩落、移动的范围分别叫崩落区和移动区，两者构成地表危险区，如图3—24所示。根据安全规程规定，危险区以外要留10～20m宽的安全保护带，主要

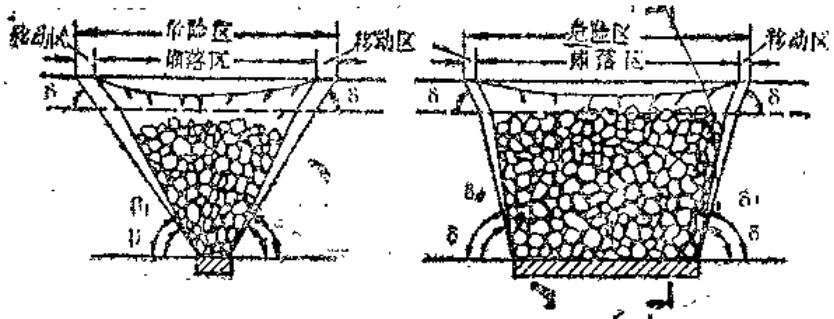


图3—24　地面崩落区、移动区和危险区示意图

β—上盘移动角；γ—下盘移动角；δ—走向端部移动角；β1—上盘崩落角；γ1—下盘崩落角；δ1—走向端部崩落角；δ0—表土移动角

开拓巷道、井口附近各种建筑构筑物布置在保护带之外（图3～25），以确保安全。安全保护带宽度，视保护对象的保护等级而定。Ⅰ级保护对象为20 m，Ⅱ级保护对象为10 m。

主要开拓巷道如果穿过矿体，则需留井筒保安矿柱，如图3—26所示。

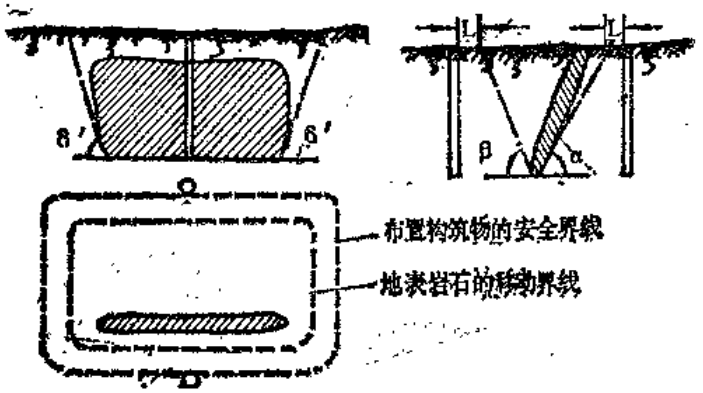


图3—25　根据岩层移动确定主要开拓巷道位置示图意

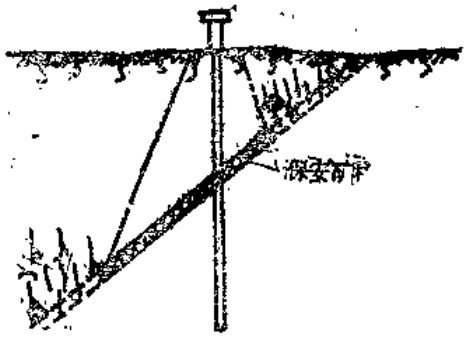


图3—26　井筒保安矿柱示意图

主要开拓巷道位置根据最小运输功和岩层移动情况确定之后，再综合考虑地面地下各种因素，按前述四条要求最后确定。

第七节　主、副井布置

每个矿井都必须有两个与地表相通、能行人的安全出口及完整的通风系统，以确保井下生产安全和良好的矿井气候条件。因此，除设置提升矿石的主井外，还需设置升降

人员、材料设备、提升废石或专作通风的副井，两者的相对位置及其与井田的相对关系，构成主副井布置，形成通风系统。

通常，罐笼主井，兼作进风，副井专门出风。两井集中布置在井田中央，构成中央集中式布置，如图3—27所示。这种布置方式，占地不大，管理方便，井筒若穿过矿体，可共留一个井筒保安矿柱，减少矿损。

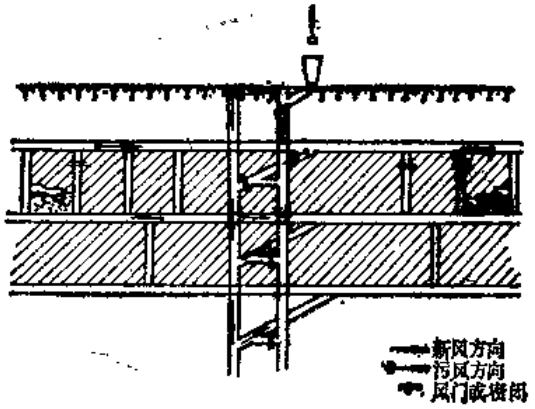


图3—27　主、副井中央集中式布置

主、副井除中央集中式布置外，还可分散布置，形成对角式通风系统。这类布置，有以下几种主要方式。

兼作进风的罐笼主井，布置在井田一翼，井田另一翼布置出风井，如图3—28a所示。兼作进风的罐笼主井，布置在井田中央，井田两翼各布置一个出风井，如图3—28b所示。

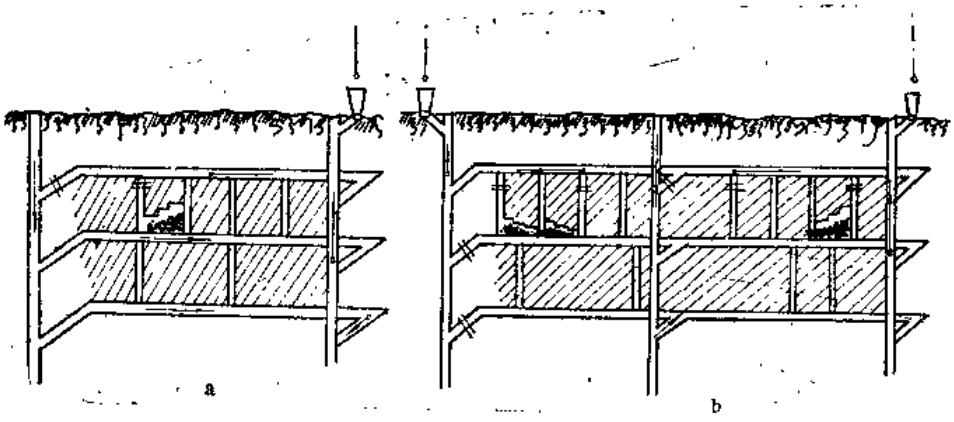


图3—28　主、副井对角式布置

如果主井为不能进风的箕斗井，则井田中央除布置箕斗井外，其附近还需布置一个进风的罐笼副井，出风井布置在井田两翼，如图3—1所示。

第八节　井底车场

井底车场，位于井筒与井下主要运输巷道连接处，是井下的运输枢纽。矿井采出的矿石和废石，均经此由井筒提升到地面；生产人员及井下生产需要的设备、材料，由此运送到井下各作业处。此外，井底车场还为井下排水及动力输送服务。

为满足井下生产需要，发挥运输枢纽功能作用，井底车场一般由车场线路和车场硐室两大部份组成，所以，井底车场又是这些线路巷道和硐室的总称。

井底车场，按主要开拓巷道类型，有竖井井底车场和斜井井底车场。

一、竖井井底车场

图3—29为竖井环形式井底车场立体示意图，主井为箕斗井，副井为罐笼井。

车场线路由重车储车线、空车储车线、调车线以及通往各处硐室的辅助线路组成。

重车储车线用于停放来自采矿场的重车，位于重车进卸载硐室或进罐笼的一侧；空车储车线用于停放卸矿后或从罐笼推出的空车，位于出卸载硐室或出罐笼的一侧。

调车线又叫行车线，是调度室、重车辆运行的线路，如连接主、副井空、重车线的绕道、调车支线等。

为适应提升运输、人员上下以及矿井排水等工作需要，井底车场需设置各种车场硐室，其位置视用途及井筒提升方式而定。图3—29所示，为满足箕斗提升，围绕箕斗井设置卸载、破碎、装载等硐室，形成箕斗提升硐室系统；为满足人员上下、井下排水、供电等，围绕罐笼井布置候罐室、水泵房、变电整流站等各种硐室，形成罐笼提升硐室系统。此外，井底车场线路入口处附近设调度硐室和医疗硐室；在机车进出方便的地方，设机车库和修理硐室。

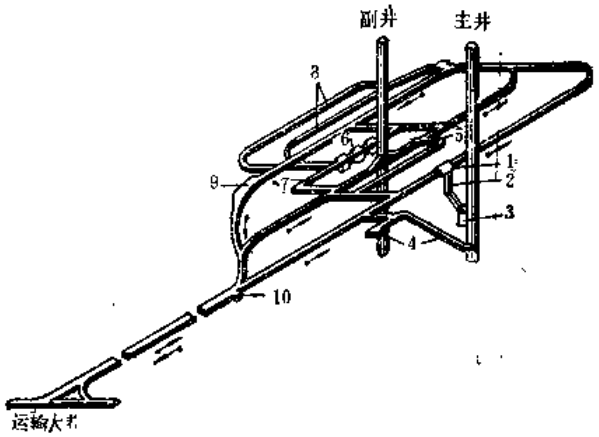


图3—29 竖井环形式井底车场立体示意图

1—卸载硐室；2—矿仓；3—装载硐室；4—撒落矿石清理硐室和斜巷；5—候罐室；6—中央水泵房；7—变电所；8—水仓；9—电机车修理硐修室；10—调度室和医疗室

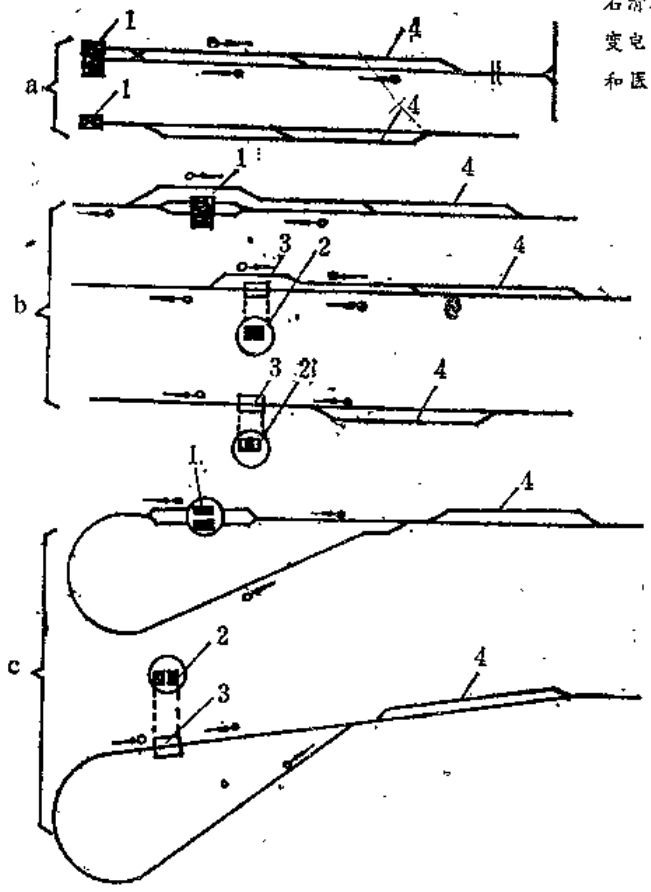


图3—30 井底车场示意图

a—尽头式；b—折返式；c—环形式；1—罐笼井；2—箕斗井；3—卸载翻车机；4—调车线路

井底车场，按调车方式有尽头式、折返式和环形式三种。

罐笼提升的尽头式井底车场（图3—30a），空、重车储车线设井筒一侧，另一侧为巷道尽头，空、重车单侧进、出罐笼，即空车出罐后，重车再进罐。这种车场，通过能力小，用于小

型矿井。

折返式井底车场（图3—30b），井筒或卸载翻车机两侧均铺线路，一侧出空车，一侧进重车，空车被顶出后，从原线路或经另外铺设的平行线路折回，矿车首尾换向。

环形式井底车场（图3—30c），也是一侧出空车，另一侧进重车，空车顶出后，经绕道返回，矿车不调头。这种井底车场，通过能力大，一般用于大型矿井。

二、斜井井底车场

斜井井底车场，按调车方式，有折返式和环形式两种，前者用于串车提升的中、小型矿井，后者用于箕斗提升的大型矿井。目前我国非煤地下矿山，斜井多为串车提井，其井底车场均为折返式，为本节叙述的主要内容。

串车斜井与各阶段井底车场的连接，除最后一个开采水平因井筒不再延深，由斜井井筒直接过渡到井底车场外，其余各阶段一般均用甩车道或斜井吊桥连接，故串车斜井井底车场的组成，除储车线、调车线、各种硐室和通往各硐室的辅助线路外，还有将斜井和井底车场连接的甩车道和斜井吊桥。

甩车道如图3—31所示，系自斜井至井底车场由倾斜逐渐落平和变化方向的一段斜坡行车道，设有空车甩车线和重车提车线（图3—32）。甩车道线路和储车线路对应紧紧相接，两者称之为甩车场。

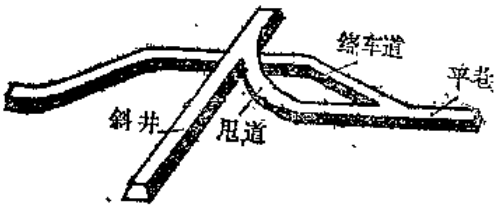


图3—31 甩车道示意图

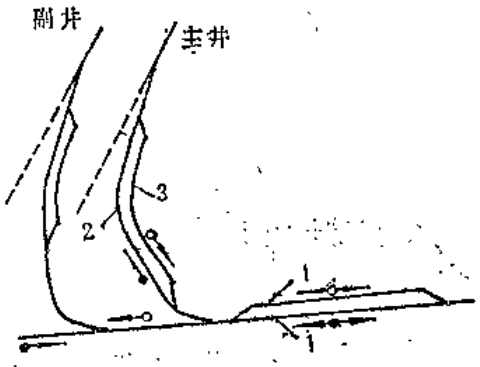


图3—32 甩车场线路示意图

1—重车储车线；2—重车甩车线；3—空车甩车线；4—空车储车线

图3—33所示为串车斜井折返式井底车场的甩车场结构示意图。甩车场线路自斜井线路点10处设甩车道岔（N0.1）分岔开始到警冲标O—O′止，由空车甩车线、重车提车线和空、重车储车线组成。

甩车道起于点10处的甩车道岔，止于点5、点6（图3—33）。点9处设分车道岔（N0.2），变成双轨线路：内侧（靠井筒）为重车提车线，经竖曲线（即由倾斜落平的过渡线）$\overset{\frown}{75}$落平止于点5，外侧为空车甩车线，经竖曲线$\overset{\frown}{86}$落平止于点6。

空、重车储车线分别起自点6、点5，止自警冲标O—O′。点6、点5既是储车线的起点，也是储车线的起坡点(图3—33a)。通常，起坡点设把钩硐室，在此处摘空车，挂重车。自溜调车时，空车在点6摘下后，背向斜井沿储车线6—O′顺坡滑到电机车挂钩处；重车在电机车摘钩处摘下后，面向斜井，沿储车线0—5顺坡滑行到挂钩处，故空、重车线路底板标高不同，空车线高，重车线低，如图3—33c所示。

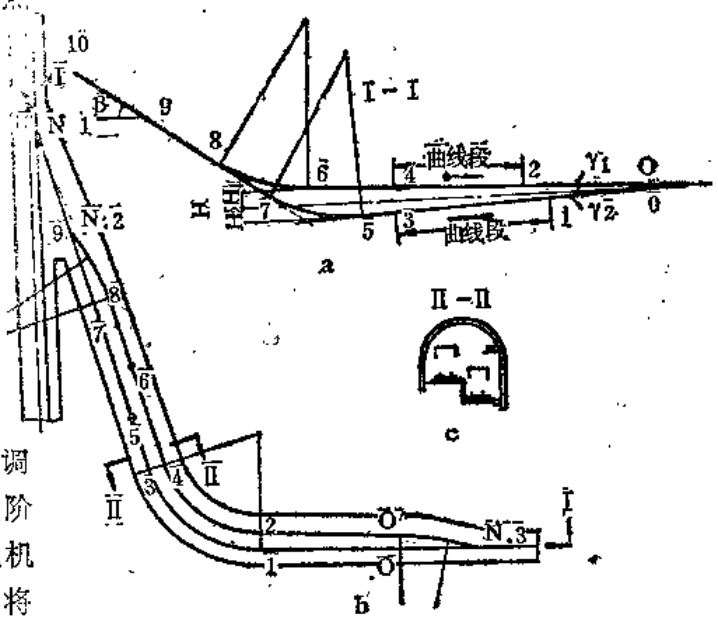


图3—33 甩车场结构

a—路线纵剖面；b—平面图；c—高低道巷道断面图

串车斜井甩车道折返式井底车场调车运行线路如图3—32所示。重车从阶段运输巷道左翼来到重车线1后，电机车换向将其推入重车提车线2，然后将甩车线3上的空车拉至空车储车线4，最后调转车头，将空车拉向运输巷道左翼。若重车从阶段运输巷道右翼来，则电机车在调车线调头后，先将重车推入重车提车线，后将空车拉走。

串车斜井甩车道折返式井底车场，从斜井轨道上分岔甩车，故分岔处斜井断面要刷大，这不仅增加掘进工程量，而且有硐岔施工困难、钢绳易磨损、矿车易掉道等弊端。为克服这些弊端，斜井与阶段水平交叉处可采用从斜井顶板出车的阶段斜井吊桥代替甩车道，将斜井与阶段车场连接。

阶段斜井吊桥，如图3—34所示。桥上铺设吊桥轨道，其前端为弧度与竖曲线相同的尖轨，尖轨下面焊有开口向下的U形槽定位卡，吊桥放下时，轨尖不仅可与斜井轨道紧密搭接，U形槽还能紧紧卡在其上，使吊桥不致左右摆动。吊桥轨枕和轨道连成整体，用铰链与固定端连接。这样，吊桥借重锤可吊放自如。吊桥放下，斜井轨道可与阶段井底车场连接，矿车经吊桥进出生产阶段；将吊桥吊起，矿车即可沿斜井运行于各阶段之间。

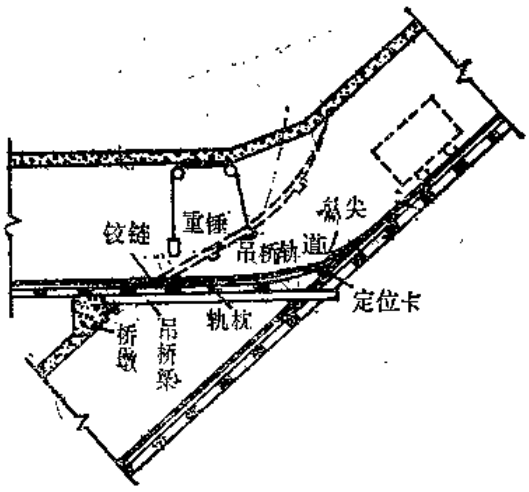


图3—34 阶段斜井吊桥

第四章　井巷掘进与支护

从矿床开拓章已知，矿山井巷，是矿山井下和地面的联络通道，不论是矿山基建时期，或者是正常生产时期，都要做大量的井巷工程。先进的井巷施工技术和行之有效的井巷支护方法，对加快矿山建设和确保井下正常生产具有重要意义。

井巷掘进，目前有凿岩爆破法和机械破岩法两种基本方法，前者技术操作易于掌握，安全可靠，是目前国内外井巷掘进的主要施工方法，后者除天井牙轮钻机外，平巷、竖井掘进机，国内矿山尚未获推广，国外矿山使用也不普遍。

第一节　水平巷道掘进

矿山水平巷道，多为梯形和拱形断面（图4—1），其掘进施工多为凿岩爆破法，这种施工方法，需在工作面依次进行凿岩、爆破、爆破后通风、出碴、支护、铺轨等项作业，这些作业组成一个掘进循环，每完成一个掘进循环，巷道推进一定距离。

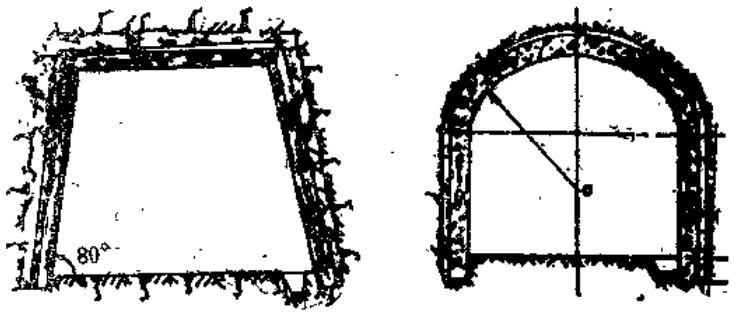


图4—1　水平巷道断面

a—梯形；b—拱形

凿岩爆破，是巷道掘进破岩的主要作业。良好的爆破效果，应使巷道断面尺寸符合设计要求，不超挖，不欠挖；巷道方向、坡度符合规定；对巷道围岩震动破坏小，利于巷道支护；炮眼利用率高，爆破材料消耗少。

为获得良好的掘进爆破效果，必须采用先进的凿岩技术，正确地布置炮眼，合理地确定爆破参数。

平巷掘进凿岩，多采用气腿式凿岩机单机凿岩（图4—2）。为缩短凿岩时间，特别是硬岩中掘进巷道，可采用多机凿岩。为提高凿岩机械化程度，加快掘进速度，效率较高的风动双机或多机凿岩台车，已广泛用于巷道掘进。70年代出现的高效、节能、低污染全液压凿岩设备，凿岩速度快，凿岩作业液压化，劳动卫生条件好，国外已普遍推广。国内研制的CTJY10·2型、CSJ—2型全液压凿岩台车

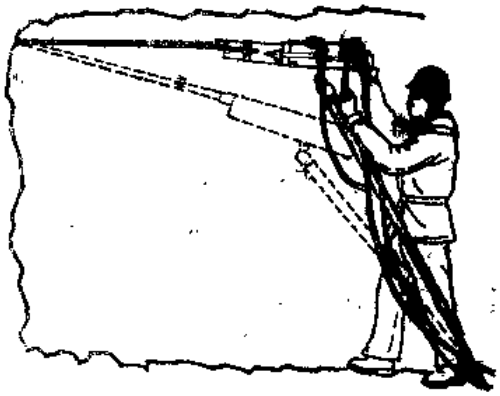


图4—2　气腿式凿岩机单机凿岩

已投入使用，为我国矿山巷道掘进凿岩液压化早日实现创造了条件。

巷道掘进爆破，是在只有一个自由面的狭小工作面上进行，为达到预期的爆破效果，掘进工作面上的炮眼数量确定之后，必须合理地将其布置在相应的位置上，以期每个炮眼发挥应有的爆破作用。掘进工作面上的炮眼，按其排列位置和作用不同，分掏槽眼、辅助眼和周边眼三种（图4—3）。

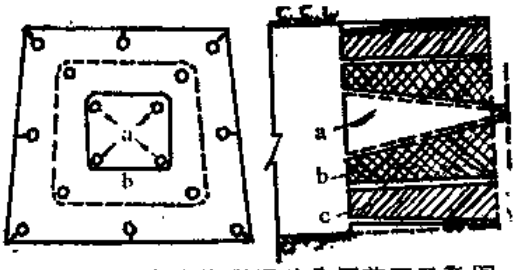


图4—3 各类炮眼爆破作用范围示意图

a—掏槽；b—扩槽；c—控制巷道轮廓

掏槽眼，最先起爆，掏出一个槽子，形成新的自由面，为后爆炮眼爆破创造有利条件。

辅助眼，又叫崩落眼，位于掏槽眼和周边眼之间，在有两个自由面条件下爆破，其作用是扩大掏槽，崩落循环进尺内大部份岩石，为周边眼爆破创造有利条件。

周边眼，又叫轮廓眼，分顶眼、底眼和帮眼，沿巷道断面设计轮廓线布置，其作用是控制巷道轮廓，爆破后巷道尺寸符合设计要求，表面平整，超欠挖量少。

上述各类炮眼，必须顺序起爆，即掏槽眼先爆，辅助眼次爆，周边眼后爆，才能保证爆破效果。

掏槽目的，已于前述，掏槽方法，有斜眼掏槽和直眼掏槽两类。

斜眼掏槽，掏槽炮眼斜交掘进工作面布置，是巷道掘进使用最多的掏槽方法。掏槽眼的排列方式，视岩石结构和巷道断面形状而多种多样，图4—4所示的垂直楔形掏槽和锥形掏槽是使用最普遍的斜眼掏槽方法。

锥形掏槽，不受工作面岩层层理、裂隙等影响。中硬岩内，一般采用垂直楔形掏槽，炮眼对称排列；若岩石水平层理发育，则用水平楔形掏槽。

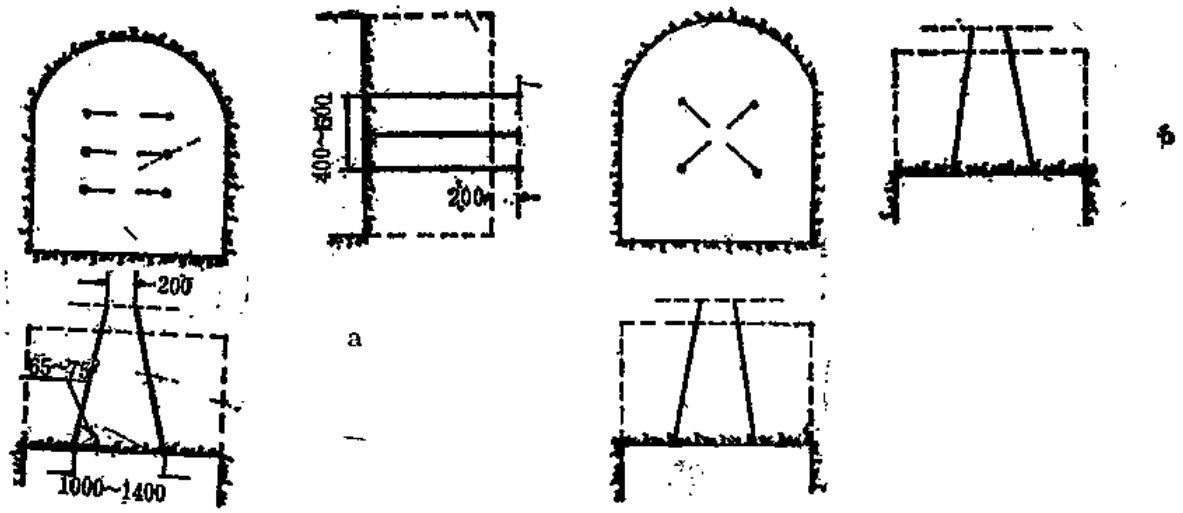


图4—4 斜眼掏槽示意图

a—垂直楔形掏槽 b—锥形掏槽

直眼掏槽（图4—5），掏槽眼垂直掘进工作面布置，互相平行，眼距很小，其中

一个或几个是空眼，不装药，起辅助自由面作用。

图4—5之a，为缝形掏槽，掏槽眼成直线布置，彼此平行，眼距80～150mm，隔眼装药，用于软岩层或接触带，效果较好。图4—5之b为桶形掏槽，中间空眼，可与装药眼一样大，也可大于装药眼，以增大辅助自由面。桶形掏槽，掏槽体积大，是使用最广的直眼掏槽。

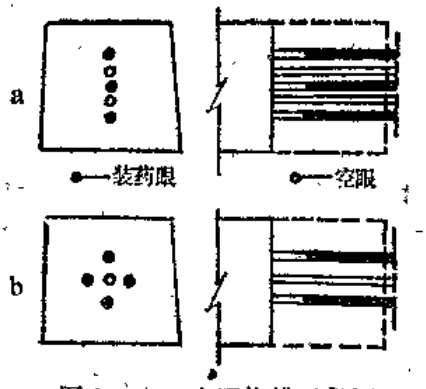


图4—5 直眼掏槽示意图
a—缝形掏槽 b—桶形掏槽

合理的爆破参数，是提高掘进速度的基础。平巷掘进的爆破参数，主要有以下几项：

1．炸药单位消耗量 爆破一立方米原岩所需的炸药量叫炸药单位消耗量(kg／m^3)。炸药单耗偏低，岩石破碎不均匀，爆出的巷道断面会达不到设计要求；偏高，会崩坏巷道岩，影响巷道稳固性，而且浪费炸药。炸药单位消耗量，一般可参照类似条件矿山的经验数据选取，再结合矿山具体条件经试验确定。

2．炮眼直径和深度 炮眼直径一般为36～42mm。炮眼深度，决定着掘进循环进尺和掘进循环中凿岩、出碴等工作量和完成需要的时间。合理的炮眼深度，必须与具体的凿岩条件相适应。用气腿凿岩机凿岩，一般为1.5～2.5m；采用配导轨式凿岩机的凿岩台车，眼深一般在3m以上。

3．炮眼数目 掘进工作面上的炮眼数目，爆出的巷道轮廓符合设计要求最为理想。通常可根据一掘进循环所需炸药总量平均装入炮眼的原则按经验公式计算求得，而后通过实际排列的炮眼数，就是工作面上的炮眼总数。

平巷掘进爆破，一般均使用岩石铵梯炸药，采用柱状连续装药结构（图4—6）或间隔装药结构。炮眼装药后，必须填炮泥，以提高爆破效果和减少有害气体产生。炮泥用1：3的泥沙加水混合制作。有的矿山，用塑料袋装水填炮眼，既能提高爆破效果，又能降低爆破粉尘浓度，减少有害气体产生。为了井下作业安全，一般采用电力起爆。爆破后，加强掘进工作面通风，及早排出炮烟和粉尘，以保证后续作业有良好的劳动条件，其具体通风方式，有压入式、抽出式和混合式。只有经过安全检查，确认工作面炮烟排尽和安全隐患排除之后，方可进入工作面进行后续作业。若有瞎炮，应严格根据爆破安全规程处理，严禁将药包、雷管拔出。

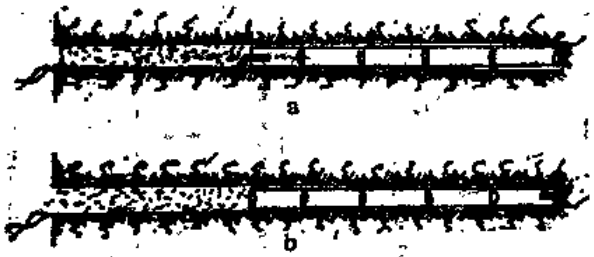


图4—6 柱状装药结构
a—正向装药 b—反向装药

平巷掘进，目前已广泛采用光面爆破法施工。为获得良好的光爆效果，除采用小直径药包和不偶合装药结构外，周边光爆眼间距a（图4—7）以400—700mm为宜，其最

小抵抗线W，即光爆层厚度，略大于光爆眼间距，两者呈$K=\frac{a}{W}$关系式。K叫用边光爆眼密集系数，其值以0.8～1.0为最理想。据此式确定的W，可获良好光爆效果。

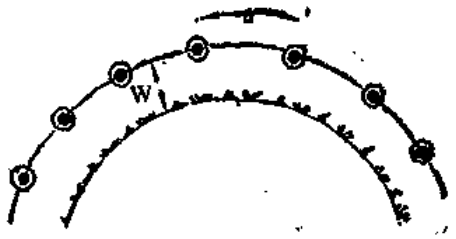


图4—7　周边光爆眼

巷道掘进爆破，通常按爆破说明书施工。图4—8和表4—1为巷道掘进光面爆破的炮眼排列和施爆说明书。

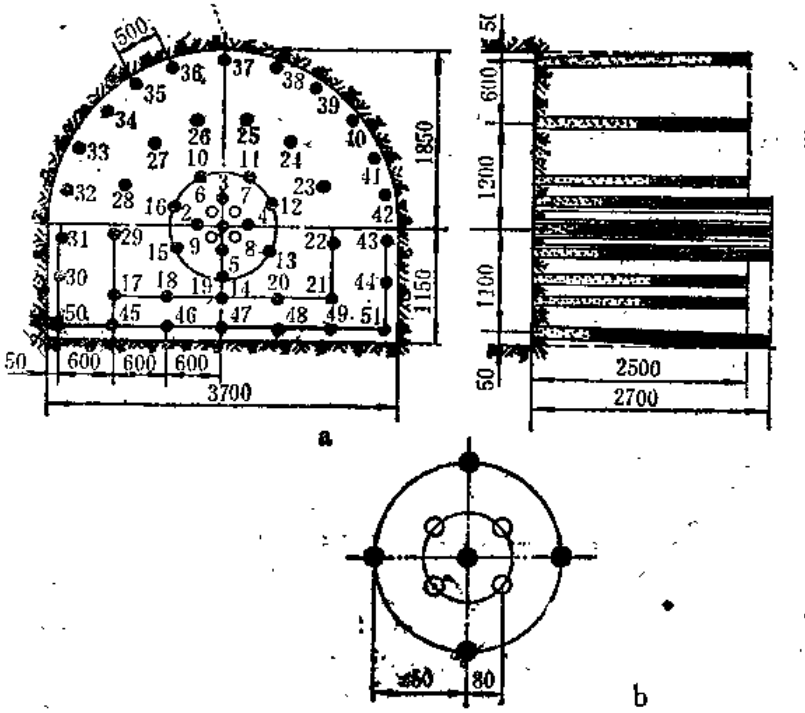


图4—8　光面爆破炮眼排列

a—工作面炮眼排列　　b—掏槽眼排列

表4—1　　爆　破　说　明　书

爆序	炮眼名称	眼号	眼数 个	眼深 m	装药量 个/眼	装药量 kg/m	药包直径 mm
1	中心眼	1	1	2.7	11	0.61	35
2	掏槽眼	2～5	4	2.7	10	0.56	35
	空眼	6～9	4	2.7	—	—	—
3	扩槽眼	10～16	7	2.5	8	0.48	35
4	辅助眼	17～29	13	2.5	8	0.48	35
5	周边眼	30～44	15	2.5	5	0.14	25
5	底边眼	45～49	5	2.6	9	0.52	35
5	底角眼	50～51	2	2.7	9	0.52	35
	合计		51	130		46	

掘进工作面通风后，经检查确认没有瞎炮、炮烟排尽及浮石清掉之后，即可装运岩石，俗称出碴。这项作业，是平巷掘进最繁重、最费时的一项工序，但基本上实现了机械化作业。下面扼要介绍矿山广泛使用的几种装运方式。

1．装岩机—矿车装运　这种出碴方式使用最广，其装运过程如图4—9所示，装岩机将其后的空车装满后，经道岔调至重车线上，挂上空车继续装岩，如此反复进

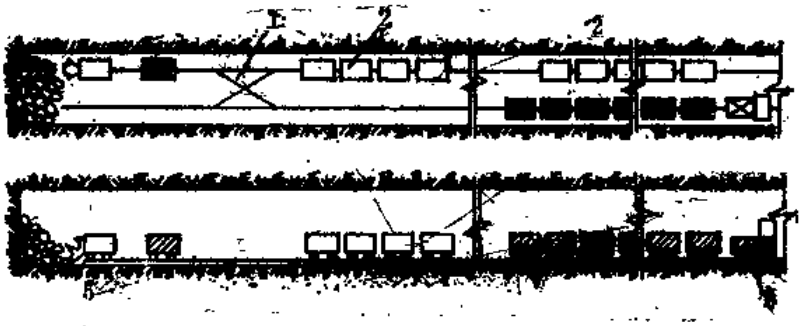


图4—9　装岩机—矿车装运示意图

1—调车道岔；2—空车；3—电机车；4—重车；5—装岩机

行，一列车装满后，电机车牵引运出。这种装运方式，调车时间多，影响装岩能力，装岩机司机操作技术熟练是提高装运生产率的重要因素。

2．装岩机—转载斗车装运　为减少调车时间，增加装岩机的纯装岩时间，可用图4—10所示的装岩机—双斗车转载装运。当短途转载斗车2装满后，随即就近将岩石卸

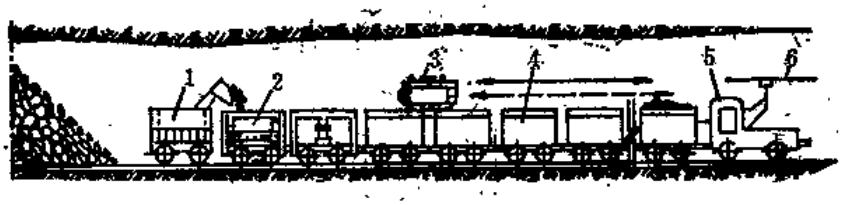


图4—10装岩机—双斗车转载装运示意图

1—装岩机；2—短途转载斗车；3—长途转载斗车；4—矿车；5—电机车；6—架棚

入长途转载斗车3并返回原位，由长途转载斗车向全列矿车逐一转载，列车装满后由电机车运出。这种装运方式，装岩机基本上可连续作业，装岩能力能充分发挥。

3．耙斗装岩机—矿车装运　（图4—11）岩石由耙斗耙入卸料槽，经卸料口卸入矿车运出。

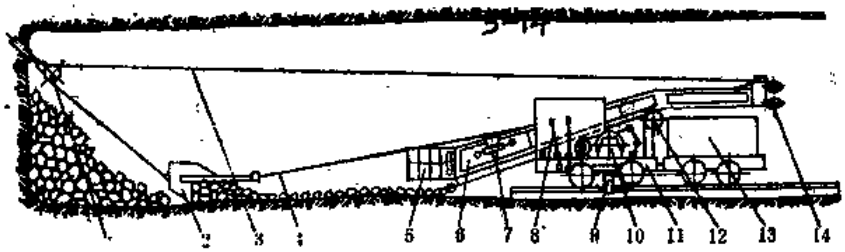


图4—11　耙斗装岩机—矿车装运示意图

1—尾轮；2—耙斗；3—尾绳；4—首绳；5—集料板；6—护板；7—升降装置；8—操纵机械；9—卡轨器；10—绞车；11—台车；12—导向轮；13—矿车；14—导向轮

4．蟹爪式装载机—梭式矿车装运 如图4—12所示，蟹爪式装岩机将岩石装入受

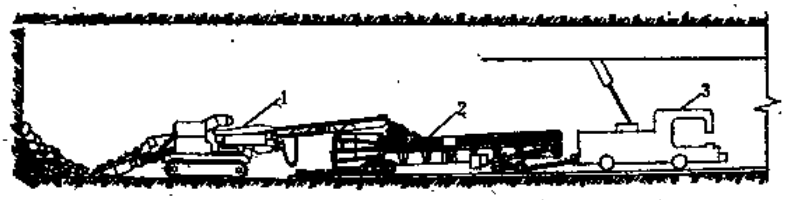


图4—12 蟹爪式装载机—梭式矿车装运示意图

1—蟹爪式装载机；2—梭式矿车；3—电机车

矿端，梭车运输机将其转运到卸矿端，梭车装满后，由电机车运出。这种装运方式，工序简单，机械化水平高，掘进循环中岩石装运时间显著减少，加速了巷道掘进，当前平巷掘进中比较先进的岩石装运方式。

随着无轨化矿山的出现，巷道掘进中，采用无轨设备出碴也日渐增多。

长期以来，矿山水平巷道掘进，一直沿用传统的破岩-出碴间断作业式凿岩爆破法。圆形断面和矩形断面平巷掘进机的问世，实现了巷道掘进破岩-出碴作业连续化。

圆形断面平巷掘进机，以悬臂式（图4—13）使用最广。悬臂可作垂直、水平摆动，用镶有破岩割齿的圆锥形或圆筒形钻头切割破岩，掘下的岩石，利用扒爪、环形刮板运输机收集运出。

图4—14所示为英国 DOSCO 公司设计制造的一种矩形断面平巷掘进机，用于软岩、中硬岩石，可掘进宽1.47～2.13m、高1.83m以上的矩形断面平巷。



图4—13 悬臂式平巷掘进机

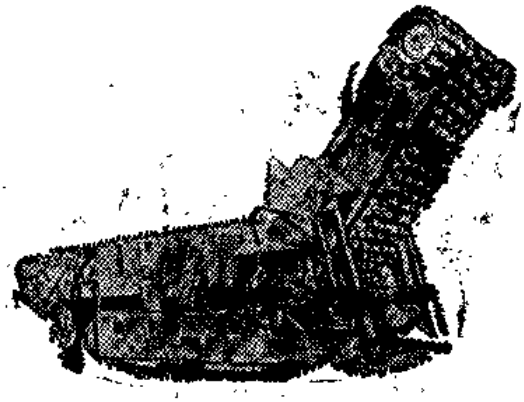


图4—14 矩形断面平巷掘进机

平巷掘进机，由于繁重的破岩、出碴作业实现了机械化，广泛受到重视。我国试制的70—1型全断面掘进机，机长11.43m可掘进2.6m直径断面的巷道。但由于机体庞大笨重，井下安装移动不便，动力消耗又大，矿山使用尚少。

第二节 水平巷道支护

岩体中巷道掘进之前，任意处应力均处于平衡状态，一旦掘进巷道，出现空洞，不

仅原来应力平衡遭到破坏，而且巷道周围岩石受力情况也发生变化，有的地方受力大，有的地方受力小。由于巷道周围岩石受力不平衡，巷道常发生片邦、冒顶（图4—15）或者顶板下沉、两邦和底板鼓起（图4—16）等围岩变形和位移。故巷道掘进之后，除

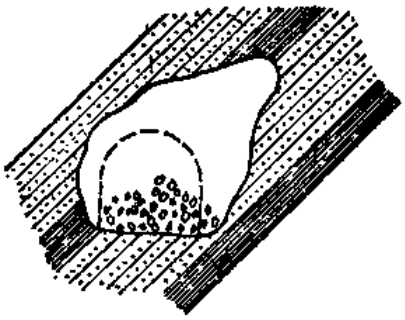


图4—15 巷道片邦、冒顶示意图

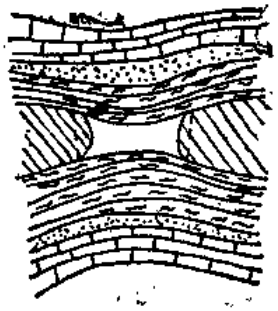


图4—16 巷道顶板下沉、两邦和底板鼓起示意图

非岩层特别稳固，一般都要架设支架，于以支护。如果支架选型不当，或者强度不够，也会发生变形、压断（图4—17）。为确保井下生产正常进行，对巷道支护，必须于以足够重视。巷道支护方法甚多，下面侧重介绍广为矿山使用的几种。

一、木材支护

木材支护（图4—18），是最古老但至今仍然广泛使用的一种支护方法，由一根顶梁、两根柱腿组成棚式支架，同时插入背板，进行支护。支架间距，一般为0.5～1.0m。

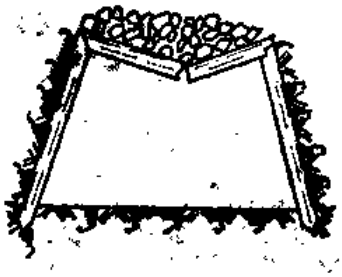


图4—17 支架被压断

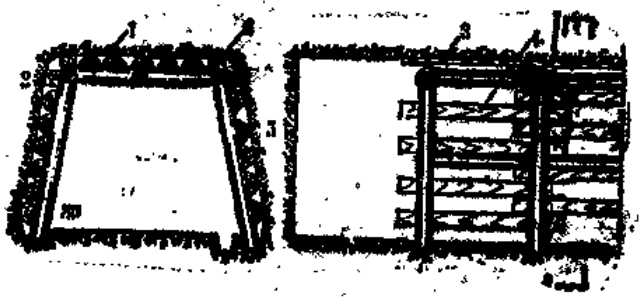


图4—18 木材支架支护

1—顶梁；2—柱腿；3—木楔；4—背板；5—撑柱；6—楔子

木材支护，用于地压不大、使用年限不长和断面较小的巷道。支架加工容易，架设方便，地压突然增大时还可发出声响警报，但易腐烂，不防火，强度有限，使用期短，耗用量大。国家四化建设，需要大量木材，应尽量不用或少用木材支护。

二、混凝土支护

混凝土支护（图4—19），是用水泥、矿、石和水按适当比例配制、拌匀、浇注、胶结硬化而成的一种人工石材支护。

水泥，是混凝土的胶结材料，与其他成份拌匀胶结硬化后，使混凝土具有强度。

粒径0.15～5mm的矿，是混凝土的细骨料。粗5mm以上的卵石或坚硬碎石，是混凝土的粗骨料，与水泥砂浆胶结凝固后，成为混凝土的承载骨架，并使混凝土具有强度。

水泥、砂、石按体积比配合，一般为水泥：砂子：碎石＝1：2：4～1：3：6；也可根据当地混凝土配合比的经验数据选用。

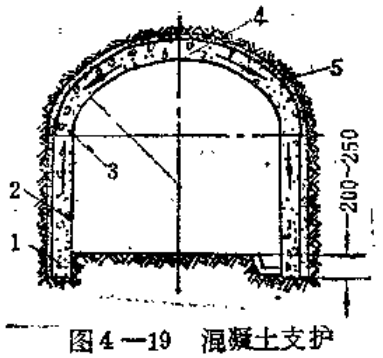


图4—19　混凝土支护

1—基础；2—墙；3—拱基线；4—拱；5—充填物；6—水沟

三、锚杆支护

锚杆是一种锚固巷道围岩的杆形支架。巷道掘进后，安装锚杆，围岩得到加固，与锚杆共同支护巷道，叫锚杆支护。变支架消极承压为加固围岩，并利用围岩的承载能力共同支护巷道，是锚杆支护区别于前述支护方法的主要特征。

锚杆支护的作用机理，至今研究得尚不很成熟，比较公认的解释有以下三种：

1．**悬吊作用**　如图4—20a所示，锚杆将不厚的松软岩层吊挂在上部坚固稳定岩层上，达到支护目的。

2．**组合梁作用**　如图4—20b所示，锚杆锚入层状岩层后，岩层构成组合梁，承载能力增大，从而支撑不垮。

3．**挤压加固作用**　松软破碎岩石，锚入锚杆后，被挤压连结成岩石挤压加固

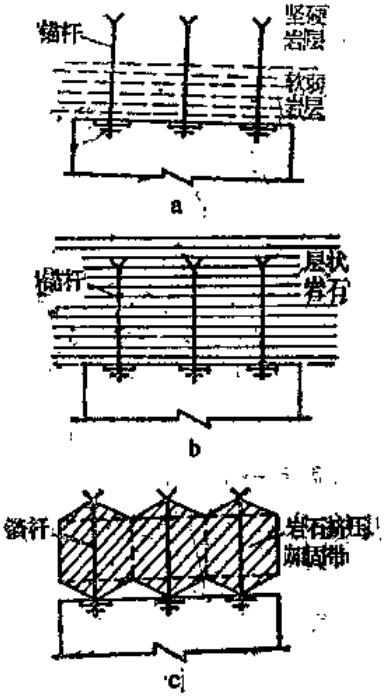


图4—20　锚杆支护作用机理示意图

a—悬吊作用；b—组合梁作用；c—挤压加固作用

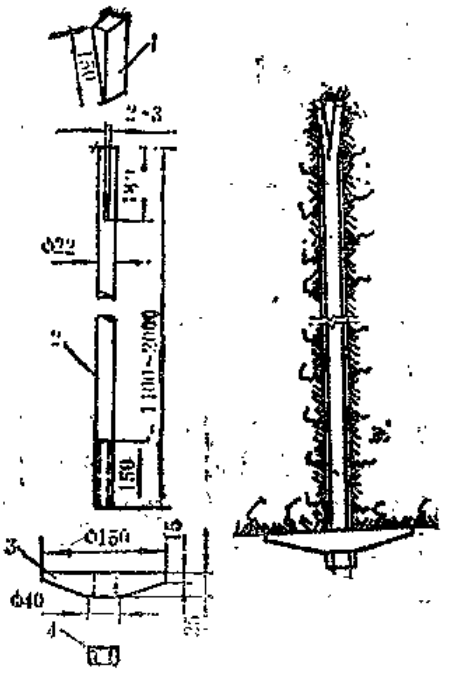


图4—21　全属楔缝式锚杆

1—楔子；2—杆体；3—托板；4—螺帽

带，使本来是“荷载”的巷道围岩变成了承载结构（图4—20之c），起到支护作用。

锚杆支护，是巷道支护技术的重大进步，使用甚广。目前矿山常用的锚杆有以下几种。

1．**金属楔缝式锚杆**（图4—21图见上页） 由杆体、楔子、托板等组成。杆体用3*钢制作，直径20～25mm，长1.2～2.0m，上端为长150～200mm、宽2～5mm的纵向楔缝，下端长100～150mm加工成螺纹，便于托板套上后拧上螺帽固定。这种锚杆，结构简单，加工容易，锚固力较大，使用可靠，不能回收复用。软岩中锚固力小，不宜使用。

2．**金属倒楔式锚杆**（图4—22） 锚杆头由一大头朝上的铸铁固定楔和一个活动铸铁倒楔2组成。安装时，将活动倒楔捆在固定楔下部，一同插入眼底，用专用顶钎顶在倒楔底端，用凿岩机或锤敲打顶钎，即可将锚杆锚固，最后套上托板，上紧螺帽。这种锚杆，锚杆头与眼壁呈柱面接触，接触面大，锚固力强，又可复用，矿山使用较多。

3．**钢筋砂浆锚杆**（图4—23a） 系先将砂浆注入眼内，而后插入钢筋，砂浆凝固后，眼壁与钢筋之间产生胶结力，锚固围岩。钢丝绳砂浆锚杆（图4—23b）是将废旧

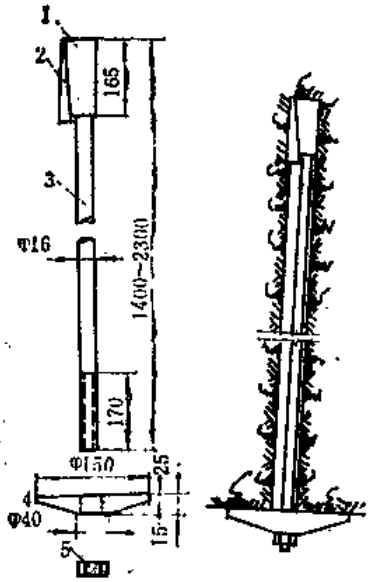


图4—22 金属倒楔式锚杆

1—固定楔；2—活动倒楔；3—杆体；4—托板；5—螺帽

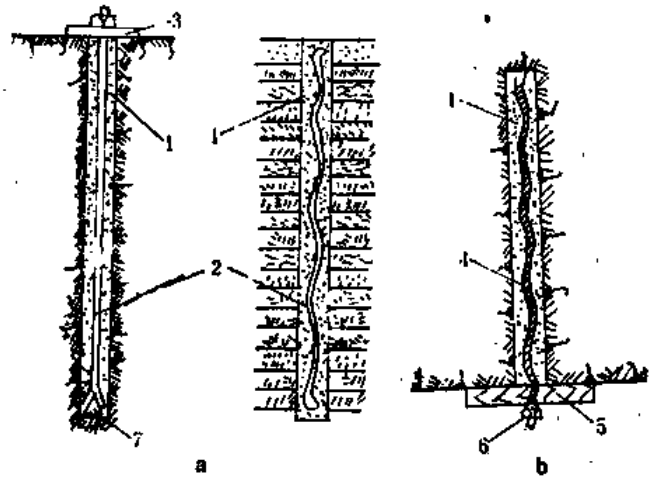


图4—23 钢筋、钢丝绳砂浆锚杆

1—砂浆；2—钢筋；3—垫板；4—钢丝绳；5—托板；6—螺帽；7—楔子

钢丝绳经破股、除锈、去油和平直处理之后，插入孔内，注入砂浆，凝固后套上托板。砂浆锚杆，系全长胶结锚固型，锚固力强，眼内砂浆灌满填实时，锚杆长度范围内的围岩能获得足够的锚固力，但砂浆凝固之前不能受力，故不能在围岩破碎、锚杆安装后需要马上受力的条件下使用。

4．**树脂锚杆**（图4—24） 由杆体、树脂药包等组成，其顶端呈麻花状。树脂药包由内、外药包组成，内药包装树脂固化剂，外药包装粘结能力极强的液态聚脂树脂和固化加速剂。安装时，树脂药包放在麻花杆头上送入锚杆孔，并随锚杆推向孔底而捅破，固化剂等和树脂随之而拌合，填满空隙，包围锚杆头，在固化剂和固化加速剂的作

用下，树脂很快固化，使锚杆头与孔壁紧紧粘结，产生锚固作用（图4—25）。这种锚

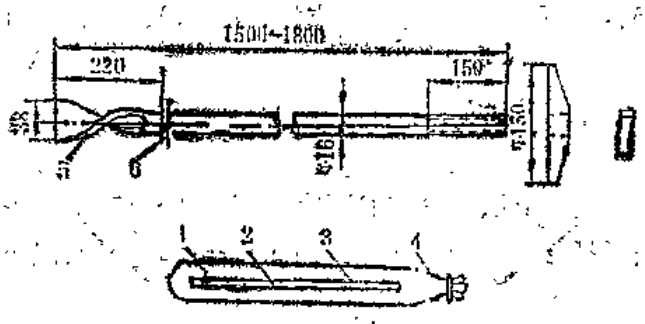


图4—24 M—1型树脂锚杆及树脂药包

1—树脂；2—固化剂；3—内药包；4—外药包；5—麻花杆头；6—锚固

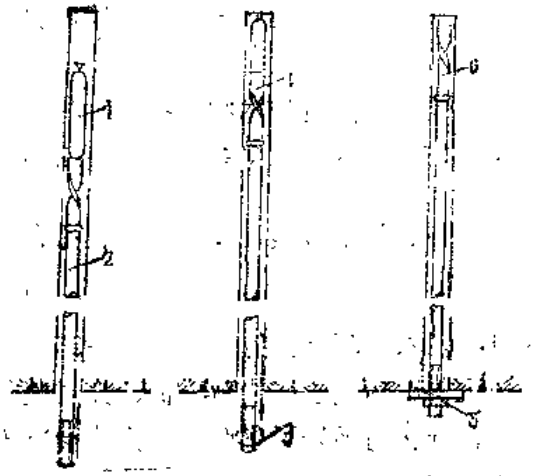


图4—25 树脂锚杆安装过程

1、2—树脂药包和杆体送入锚杆孔；3、4—搅拌锚杆，搅破药包；5—套上托板，拧紧螺帽；6—杆头粘结固紧

杆，粘结固化快，锚固迅速，短时间内能产生很大的初锚固力，能有效地用于不同岩层、不同地质条件下的巷道支护，近年来发展异常迅速，已用于许多矿山和地下工程。

5．**开缝式摩擦锚杆**　又叫缝管式锚杆，是一根有一条直缝的卷管（图4—26），缝宽14mm，管径$38^{}$～41.5mm，管长1.2～2.5m，用厚2～2.5mm的带钢卷压制成。为便于安装，其顶端加工成锥体，底端焊有支承托板的挡环。

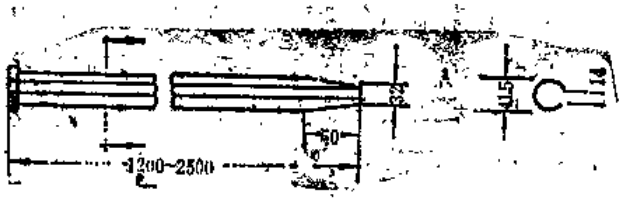


图4—26 开缝式摩缝锚杆

开缝式摩擦锚杆，是锚杆支护技术的新发展，和前述各种锚杆相比，有以下特征：

（1）锚杆用弹性好、强度高的钢材卷压制成，安入比杆体直径小2～3mm的岩孔之后，除产生轴向作用力外，还沿全长对孔壁施加弹性径向压力，将锚杆之间的岩石挤紧，而紧贴岩石的托板，对岩石也产生支承作用力，从而使锚杆周围岩石处于三维压缩状态（图4—27）。因此，按一定间距和排列方式布置的锚杆加固范围内的岩石，形成一个压缩带，使围岩处于稳定状态，起到支护作用。

（2）随着锚杆的安装，即可产生相当大的锚固力，使围岩变形能及时地得到有效控制。

（3）锚固力随锚固时间的延长而增大，具有先柔后刚的支护特性。

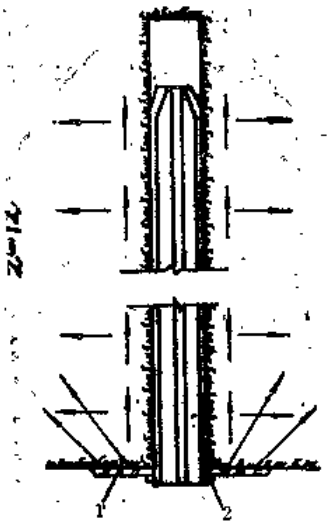


图4—27 锚杆周围岩石处于三维压缩状态示意图

1—托板；2—挡环

（4）全长锚固，受力均匀。锚杆拉拔试验证明：即使围岩发生位移，锚杆拉出，仍能保持相当大的锚固力，衰减的锚固力只是与围岩不接触的哪一段锚杆长度上的摩擦力。

锚杆的防锈技术和支护参数尚待完善，但因具有上述重大支护特征，这一新的锚杆支护方法已为愈来愈多的矿山所采用。

四、喷射混凝土支护和喷锚联合支护

喷射混凝土支护，是将一定比例的水泥、细砂、石子和速凝剂均匀拌合为混凝土干料，装入混凝土喷射机（图4—28），利用压缩空气沿管路输送到喷枪嘴与压力水混合成湿料，喷到巷道岩石表面，充填裂隙，经凝固、硬化与围岩紧紧胶结，形成混凝土层，支护巷道。这种支护方法，可紧跟巷道掘进工作面施工，围岩暴露时间短，能及时控制围岩松动与变形，用于岩层破碎、不稳固地质条件下作为临时支护，效果也好。该支护方法，喷射混凝土作业可连续化、机械化，但施工过程中产生粉尘和物料回弹，有待进一步解决。

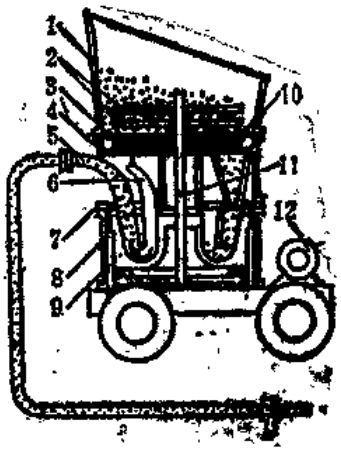


图4—28 ZHP—2型混凝土喷射机

1—料斗；2—搅拌叶片；3—定量叶片；4—上筒体；5—出料弯头；6—进风管；7—腰板；8—下筒体；9—旋转体；10—定量隔板；11—主轴；12—电动机；13—喷枪；14—水管

根据复杂地质条件和工程性质，尚可使用喷锚联合支护、喷网联合支护和喷锚网联合支护，以进一步加强混凝土喷层的整体性和承载能力，改善支护条件，提高支护能力。

除上述支护方法外，石材支护和装配成钢筋混凝土支架支护，在不同的技术发展阶段，为井下正常生产发挥过有效作用，随着支护技术的发展，除石材支护尚有使用外，装配式钢筋混凝土支架已不使用。

第三节 天井掘进

天井是连通上下阶段、下放矿石、运送材料设备和通风行人的倾斜或垂直巷道，矩形断面（图4—29），视用途分为梯子格、放矿格等，其掘进方法有以下几种。

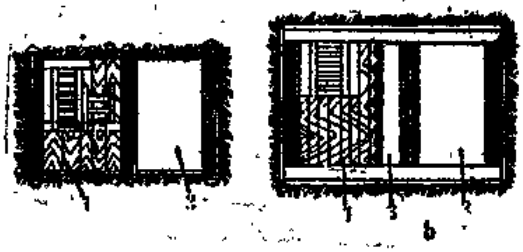


图4—29 天井断面

a—横撑支柱；b—窗集井硐支架

1—梯子格；2—放矿格3—提升格

一、天井普通掘进法

天井普通掘进法（图4—30），是矿山使用的传统掘进方法，将天井分成梯子格和岩石格，前者供人员上下，后

者堆存爆下岩石，下部装有出碴装车的漏斗闸门。离掘进工作面约2m处搭作业台，用向上式凿岩机凿岩，爆下的岩石落入岩石格，炮烟排除之后进行支护。当工作面向上推进6～8m后，向上移动作业台，安装梯子平台，接长风、水管，而后继续凿岩爆破作业。这种掘进方法，通风条件差，粉尘大，材料工具运搬困难，劳动强度大，坑木消耗多，工效低，安全性差，除小型矿山外，现场使用已不很多。

二、吊罐法掘进天井

吊罐法掘进天井（图4—31），先在天井中央钻凿一个贯通上下阶段、粗100～150mm的钻孔9，在上阶段安放游动提升绞车1，用以提升、下放吊罐。凿岩、装药、联线等作业均在吊罐作业平台上进行。放炮前将吊罐下放到天井下部平巷避炮。爆破通风后，将吊罐提升到工作面，钻凿下一次炮眼，天井下部出碴。

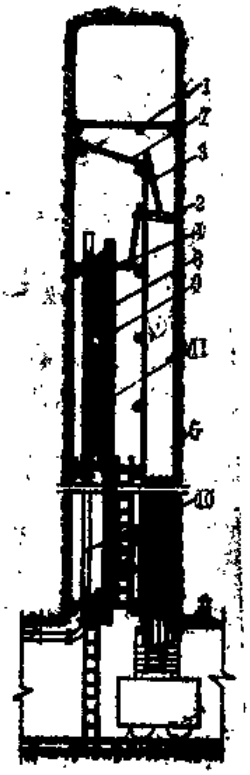


图4—30 普通法掘进天井示意图

1—作业台；2—临时平台；3—梯子；4—工具台；5—岩石格；6—漏斗口；7—安全棚；8—水管；9—风筒；10—风管；11—梯子格

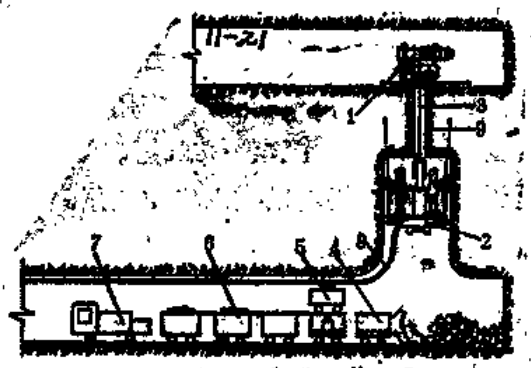


图4—31 吊罐法掘进天井示意图

1—游动绞车；2—吊罐；3—提升钢绳；4—装岩机；5—转载平车；6—矿车；7—电机车；8—风水管；9—中心钻孔

吊罐法掘进天井，广为矿山采用，和普通掘进法相比，具有机械化程度高，成井速度快，通风条件好，节省木材，设备简单，轻便灵活等优点，但中心孔容易钻斜，工作面有浮石下落伤人，以及仍有粉尘产生，作业条件仍不理想等。

三、钻进法掘进天井

钻进法掘进天井（图4—32），是用专用天井牙轮钻机沿天井全高先钻一个200～300mm直径的导向孔，然后用上扩法或下扩法扩大成天井。上扩法围扩孔岩屑自溜洛

到天井底部，成井速度快，操作人员在钻机硐室作业，劳动条件好，国内外矿山广为采用。

全州石棉矿，用 TYZ —1000型天井牙轮钻机在f为 8～12的岩层中用上扩法掘进61～80° 的倾斜天井，先用 ϕ216毫米牙轮钻头从上向下钻导向孔，后用 ϕ1000mm的扩孔钻头自下而上扩大成天井。

钻进法掘进天井，虽有刀具磨损大，动力消耗大，搬运安装不便，导向孔易偏斜等缺点，但作业安全，劳动条件较好，速度快，工效高，成井好质量，井壁平整、稳定，故自1962年美国罗宾斯公司制成第一台天井钻机以来，许多国家相继引进与仿制，使用日益增多。我国设计制造的 TYZ —500型、TYZ —1000型天井牙轮钻机，已投入矿山使用。

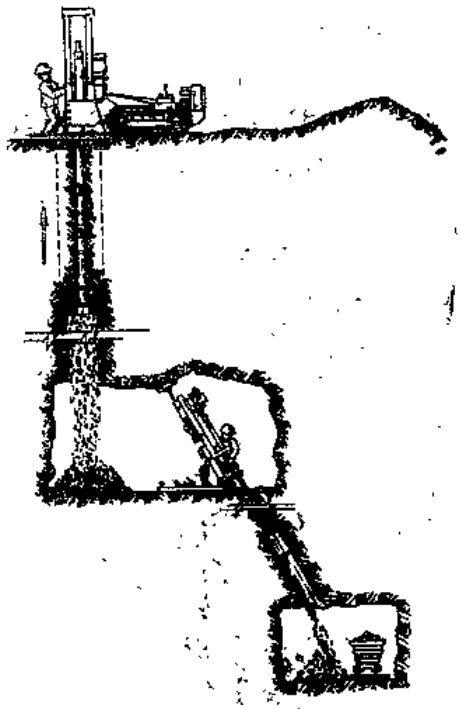


图4—32 钻进法掘进垂直天井和倾斜天井示意图

四、深孔爆破掘进天井

深孔爆破掘进天井，根据天井断面尺寸，用潜孔钻机或深孔钻机钻凿一组 5～9个、直径100mm、贯通天井的平行深孔，采用空孔掏槽，自下而上分段爆破成井。该法作业安全，不用木材，能用于不稳定岩层掘进天井，我国部份矿山已推广使用。为确保成井质量，除要求深孔不能钻斜外，尚需进一步研究爆破成井工艺。

天井掘进，除上述几种掘进方法外，尚有爬罐掘进法，其工艺过程如图4—33所示。

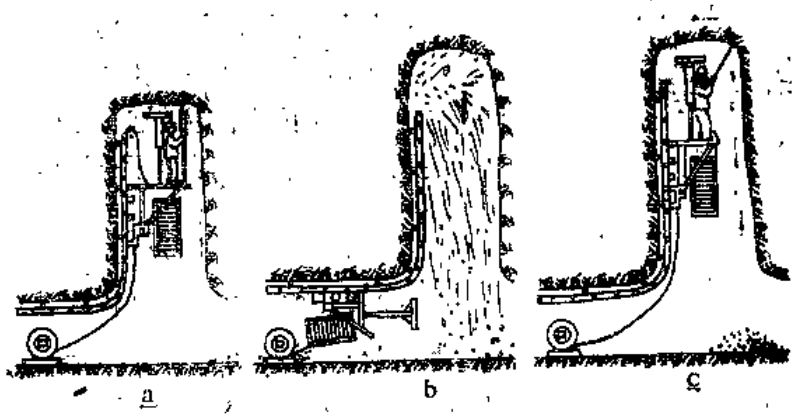


图4—33 爬罐法掘进天井示意图

第四节 竖井掘进与支护

竖井是地下矿山的垂直巷道，断面多为圆形或矩形。

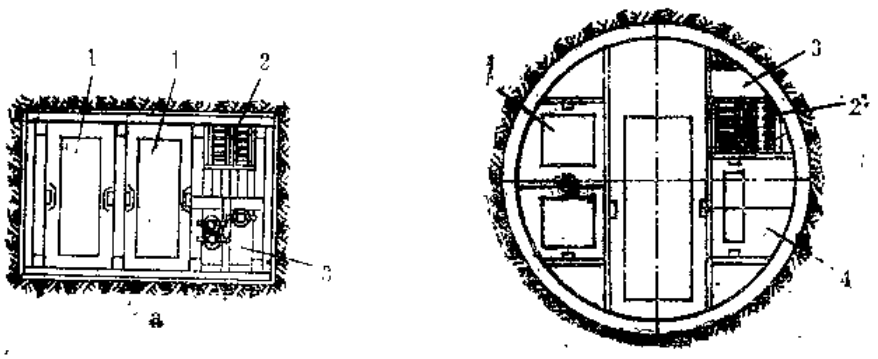


图4—34　竖井断面

1—提升格；2—梯子格；3—管缆格；4—平衡锤格

竖井由井颈、井身和井底三部份组成（图4—35）。井颈是竖井最上的一段，起于地表，止于第一壁座，长约10～20 m。井颈以下到井底之间叫井身，是竖井的主体，位于基岩内，其深度视矿体埋藏条件及矿床开拓而异。其最下部份叫井底，其深度视井底装备及井底水窝深度而异，罐笼井约10m，箕斗井约35～37m。

竖井掘进，除岩层不稳固、涌水量大的条件下采用特殊掘进法外，一般条件下均采用普通掘进法。

普通掘进法，是一种凿岩爆破施工法，按掘进（凿岩、爆破、出碴、临时支护等）、永久支护和井筒安装（安装罐道梁、罐道、管线等）三大步骤进行。在井口地面安装掘进井架，通过井架上的天轮和地面稳车悬吊掘进所需的凿岩机、抓岩机、吊桶等设备

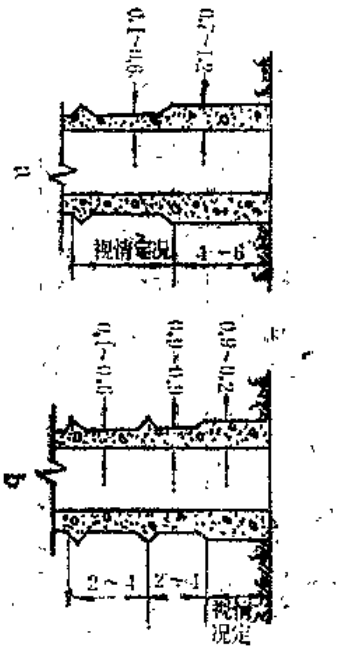


图4—35　竖井组成示意图

1—壁座；2—马头门

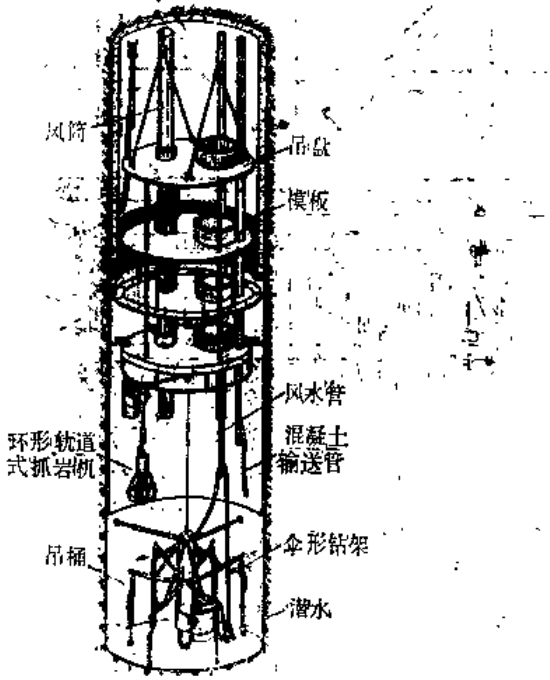


图4—36　竖井机械化掘进示意图

（图4—36）。井口盖有井盖（又叫封口盘），其上通过吊桶的孔洞，除吊桶通过时要

完全密盖。为确保井底掘进作业安全，在井盖下 4～6 m处还设有一道固定盘，其下悬吊有根据工作需要可以升降的多层金属吊盘。井筒掘进之前，需在井筒所在位置打工程钻，以了解井筒穿过岩层的工程地质及水文地质条件。

井筒中心确定之后，开始表土掘进，下掘 1～2 m后，安设临时锁口圈（图 4—37），以固定井口位置，吊挂临时支护井架，防止地面塌陷和泥水流入井内。

临时井口锁口圈安好后，掘进井颈，及时架设临时井圈支护，当掘进到设计深度后，用混凝土或石材进行永久支护（图 4—38）。

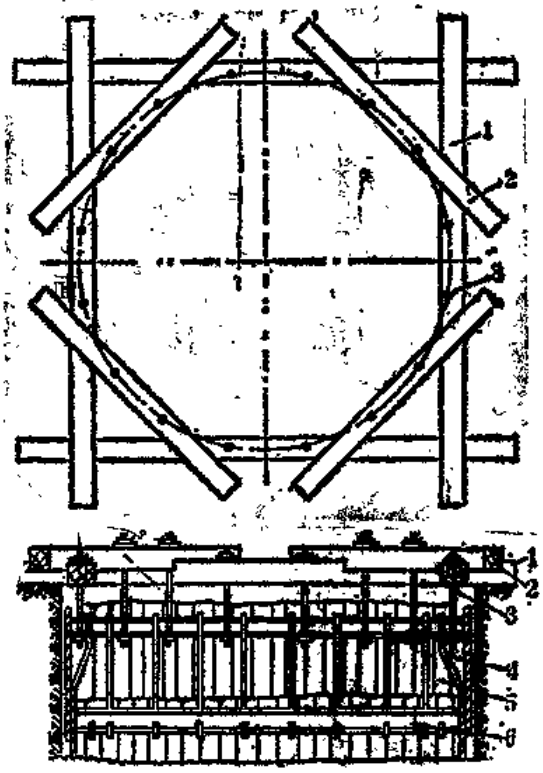


图 4—38　井颈混凝土永久支护

井颈掘好后，井筒进入基岩掘进阶段，其掘进作业包括凿岩、爆破、通风、安全检查、装岩出碴、排水、清底、临时支护及永久支护等工序。基岩内竖井掘进，将井筒分为若干井段，自下而上逐段掘进，各井段的具体施工方式，有掘砌单行作业和掘砌平行作业等。

掘砌单行作业（图 4—39），自上而

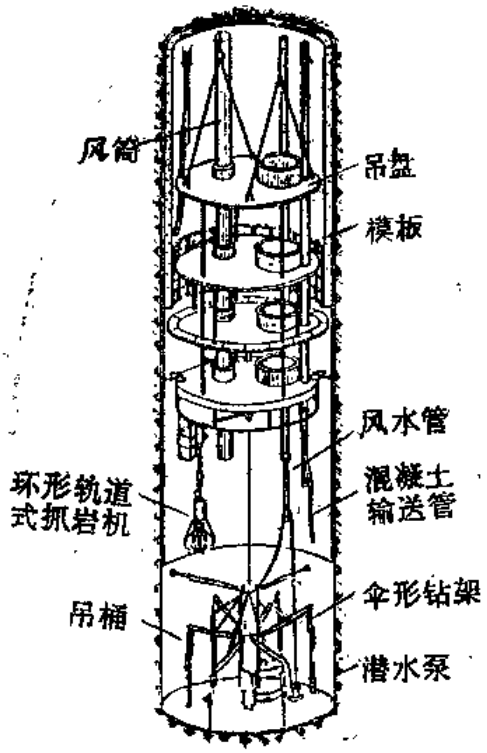


图 4—37　临时锁口圈

1、2—方木；3—联结螺钉；4—挂钩；5—背板；6—槽钢井圈

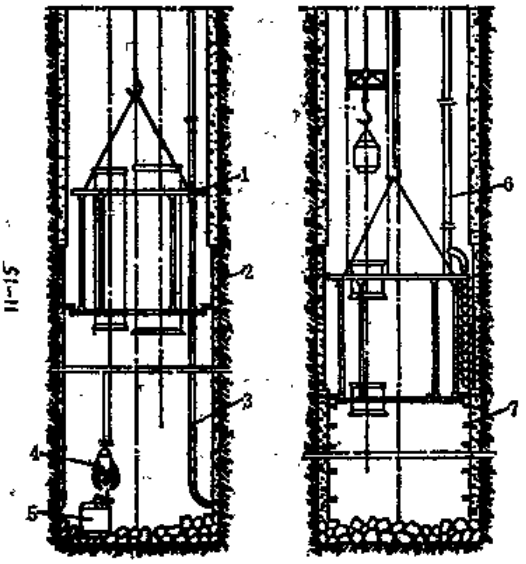


图 4—39　掘砌单行作业示意图

1—吊盘；2—混凝土临时支护；3—混凝土喷射管；4—抓岩机；5—吊桶；6—混凝土输送管；7—模板

下掘进井段，紧随掘进工作面喷射混凝土于以临时支护。整个井段掘好后，在吊盘上自下而上砌筑永久井壁，此后，以同样方式掘进下一井段。此种作业方式，施工组织简单，作业安全，施工设备少，使用甚广。但成井速度慢，适用于直径5米、深300m以内的竖井工程。

掘砌平行作业，是砌筑永久井壁和掘进分别在上、下相邻两个井段内进行，上井段自下而上砌筑永久井壁，下井段在稳绳盘保护下自上而下掘进。此施工方法，虽有掘进速度快的优点，但施工组织比较复杂，安全性较差，一般使用不多。

上述两种施工方式，均为先掘砌后安装。除此施工方式外，尚有掘砌安一次施工成井，这种施工方式，虽有可利用罐梁固定施工管路等优点，但各作业相互干扰，施工组织更为复杂，使用不多。

竖井掘进，工作面上的炮眼，按同心圆排列（图4—40），采用直线掏槽和锥形掏

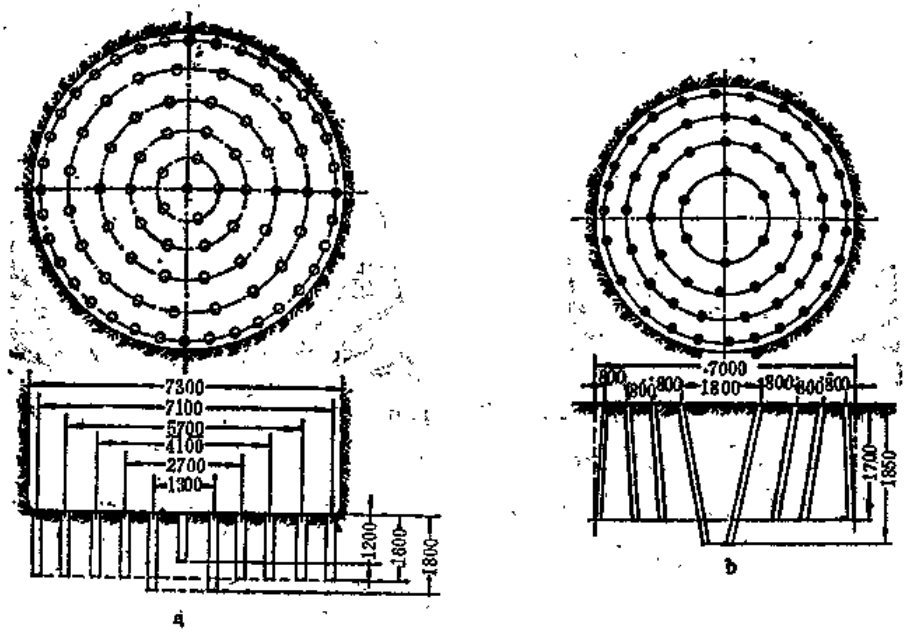


图4—40 圆形竖井掘进炮眼排列

a—直线掏槽；b—锥形掏槽

槽，掏槽眼5～7个，周边眼略朝外倾斜，眼底落在井筒轮廓线上。辅助眼圈距大致为500～800m m，其间距为圈距的0.8～1.1倍。炮眼用手持式凿岩机钻凿，或用伞形或环形凿岩吊架，实现多机凿岩（图4—37）。使用防水炸药，电力起爆，爆下岩石，用靠壁式或环形轨道式抓岩机装入吊桶，提升到井架卸矸台卸入石仓，而后用矿车或汽车运到排矸场。

井筒掘砌好之后，即安装罐道梁、罐道、梯子间和敷设压气管路、排水管路、充填管路和电缆等。

罐道用于提升容器导向，有木的、金属的和钢丝绳罐道三种。罐道梁分主罐道梁和辅助罐道梁，前者用于安装罐道，后者用于架设梯子平台、固定管道和电缆等。

井筒安装作业，先自上而下安装罐梁、梯子间和电缆卡（图4—42），后自下而上

安装罐道、管路和电缆（图4—42）。

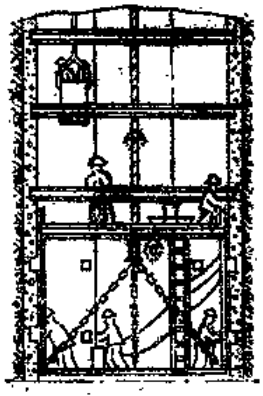


图4—41 安装罐道梁

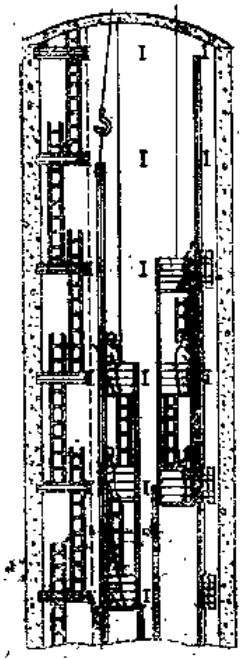


图4—42 安装罐道

第五节 斜井掘进与支护

斜井掘进与支护，与平巷掘进大致相同。但防止井筒底板抬高，底眼应比井筒倾角大3～5°布置，并比其他炮眼深100～200mm。由于工作面积水，凿岩之前，除清理岩碴外，还必须排除积水。爆破采用防水炸药，电力起爆。爆下的岩碴，有人工装车，矿车或箕斗提升出碴，机械化程度高的矿山，用耙斗装岩机出碴，如图4—43所示。

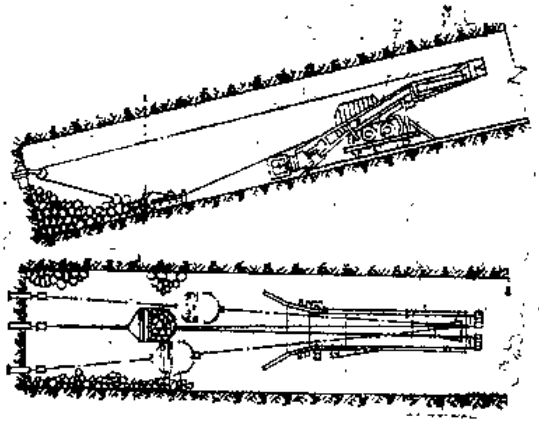


图4—43 斜井掘进耙斗装岩机出碴示意图

1—扒斗；2—绞车；3—台车；4—卸料槽；5—卸料口

第五章　地下采矿方法

第一节　地下采矿步骤及三级矿量的概念

地下采矿，从地表到矿体，先开掘一系列井巷工程，进行采矿准备工作，继而大量采出矿石，这一总体过程，概括为矿床开拓、采准切割和回采三步骤（图5—1），它们反映了地下采矿的不同阶段和相应阶段的采矿准备程度，是地下采矿必须遵循的基本原则。

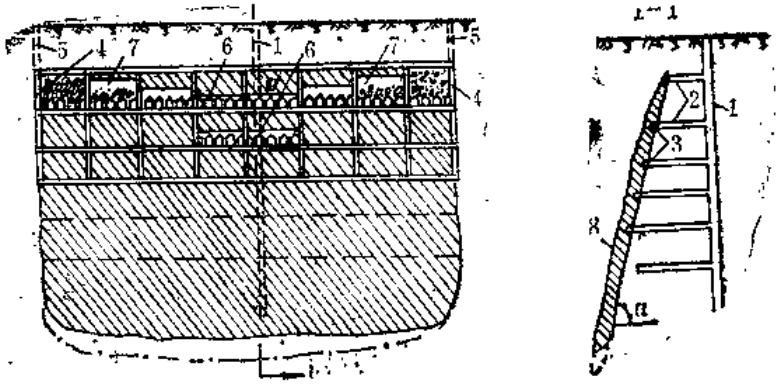


图5—1　地下采矿三步骤及三级矿量示意图

1—主井；2—石门；3—平巷；4—天井；5—副井；6—漏斗和拉底空间；7—矿块；8—矿体

矿床开拓，是地下采矿的第一步，其目的和方法第三章已经论述，此处不赘。

地下采矿的第二步是采准和切割工作。在完成开拓工程的矿床范围内将阶段（盘区）划为矿块（矿壁）并在矿块内创造行人、凿岩、通风、出矿等条件，叫采准工作。继而在矿块内，为大量回采开辟自由面和自由空间，叫切割工作。

在做好采准切割工程的矿块（矿壁）中，大量采出矿石的生产过程叫回采，是地下采矿的第三步。

一个矿块，完成采准切割所掘进的各种巷道的总和，叫采切工程量，它是衡量采矿方法的一个重要指标，用采准系数表示，即矿块内千吨采出矿量所摊的采准切割巷道长度，其单位以m／kt计，因巷道断面大小不同，也可用m^3／kt计。

地下采矿，根据采矿准备程度，矿石储量可划分为开拓矿量、采准矿量和回采矿量，称之为三级矿量。

凡采矿设计规定的开拓井巷掘好之后所控制的矿量谓之开拓矿量，图5—1中上面三个阶段的矿量属之。

开拓矿量范围内的矿块（矿壁），凡采矿方法所规定的采准巷道完成之后所圈定的矿量叫采准矿量，它是开拓矿量的一部份，图5—1中间四个矿块的矿量属之。

采准矿量范围内的矿块（矿壁），凡完成采矿方法规定的切割工程之后所控制的矿量叫回采矿量，它是采准矿量的一部份，图5—1中中间两个矿块的矿量属之。

矿井正常生产期，为确保生产均衡、持续，必须按照规定的三级矿量指标，严格遵

循开拓超前采准，采准超前回采的原则，切实贯彻执行“采掘并举，掘进先行”的采掘技术方针，否则，会出现采掘失调，均衡、持续生产受到破坏。故通常规定：矿山一般应有三年开拓矿量，一年采准矿量和半年回采矿量。

第二节　矿石损失和贫化

采矿过程中，由于矿床地质条件复杂，“三下”采矿留下保安矿柱，采矿方法不当各种原因导致一部份矿量不能采出，或采下的矿石又没能全部运出而丢失在井下，叫矿石损失。

矿石发生贫化，主要是回采过程中混入废石，或者有用成份破碎成碎矿甚至粉矿损失掉而造成。矿产资源，是四化建设的物质基础，不能再生，开采时应尽可能降低损失与贫化，否则，不仅导致国家资源得不到充分利用，而且使运输量、选矿加工量增加，产品成本提高，国家蒙受经济损失。

第三节　开采石棉、云母、水晶、冰洲石等非金属矿物的特殊要求

有的非金属矿物，因具独特性能，有着不同的工业用途。开采过程中，保护其固有特性极为重要。

一、石棉纤维的保护

大量开采的蛇纹石石棉，有横纤维和纵纤维两种，前者长几毫米到几十毫米，后者比前者长得多。我国四川石棉矿的纵纤石棉，最长的达2.20m，是世界上最长的石棉。

石棉纤维长度，是衡量石棉质量的重要标准之一，纤维越长，使用价值越高。我国蛇纹石石棉工业分级标准，根据选矿方法不同，分手选石棉分级标准和机选石棉分级标准。手选石棉，系人工选出的长纤维高品级石棉，共分五级，如表5—1所示。

表5—1　　手选石棉分级标准

级别	牌号	纤维长度，mm 不小于	主体纤维 %	含石量 %
特1级	特—1	100	60	2
特2级	特—2	50	60	2.5
手选1级	手—1	18		7
手选2级	手—2	12		10
手选3级	手—3	6		20

石棉纤维的抗拉强度较大。没有损伤的优质石棉纤，其抗拉强度比断面相同的钢丝的抗拉强度还大。如果石棉纤维扭折损伤，其抗拉强度显著降低，使用受到影响。因此，开采石棉过程中，除了不得混入木屑等杂质外，特别要注意不损伤石棉纤维，为此，可采用能在回采工作面人工选出长纤维石棉的采矿方法，以期采出更多的优质石棉。

二、云母晶体的保护

云母晶体的有效利用面积，是衡量其质量的一项重要指标。云母矿山企业提供的工业原料云母，是外形不拘、两面平整、有效利用面积不小于4 cm^2且无裂纹、穿孔等缺陷的云母晶体。工业原料云母，按其晶体轮廓面积及其任意一面之最大有效面积分为五级（表5—2）。不言而喻，云母晶体有效利用面积越大，其使用价值越高。采用工作

表5—2　　工业原料云母等级标准

面积 / 等级	轮廓面积 cm^2	任一面之最大有效面积 cm^2
特级		65以上
一级	265以下	40～65
二级	150以下	20～40
三级	75以下	10～20
四级	35以下	4～10

面可以人工手选的采矿方法，在回采过程中尽量保护大块云母晶体不破碎成小块晶体甚至碎云母，是保护云母晶体的基本手段。

随着科学技术的发展，虽然天然云母片有被云母纸、人工合成云母代替的趋势，但开采云母矿过程中懂得云母晶体的保护仍属有益之举。

三、水晶、冰洲石的保护

水晶是一种特种非金属矿物，其单晶晶体是现代尖端科学技术不可缺少的器件材料，开采水晶，特别是开采原生水晶矿，晶洞附近应慎重使用常规的爆破手段，以免震坏晶体，出露的晶洞，也不能采用爆破手段获取晶体，一般用人工从晶洞壁上一个一个取下，运搬过程中，要采取防震措施。

冰洲石是很重要的光学材料，开采、运输过程中都必须防止晶体震裂，更不能用爆破法获取。玄武岩晶洞中或玄武岩和方解石脉中的冰洲石，一般用手工开采。开采过程中，不得使晶洞湿度骤升，否则会导致晶体裂纹而报废。当开采接近或打开晶洞时，要

用棉网套盖严晶洞，防止阳光照射，使晶洞内温度缓慢上升，当晶洞内温度逐渐接近达到外界温度时，再着手开采。

产于灰岩中的冰洲石，可用静态爆破法开采。鉴于这种爆破方法，是80年代初才出现的一种爆破新技术，国内外尚无这方面的成熟经验可以借鉴。因此，需要通过试验，寻求合理的爆破参数，以期获得理想的开采效果。

采出的冰洲石，先包好，而后装入垫有泡沫塑料或棉花的木箱，再用柔软材料塞实，以防晃动。运输过程中，要轻拿轻放，严禁摔撞，以防人为因素导致晶体裂纹而成为废品。

四、高岭土、滑石的保护

高岭土和滑石，都是四化建设不可缺少的重要矿物原料，优质高岭土和滑石，纯净洁白，回采过程中，要分采分运，防止污染，以确保纯度。

第四节　回采工艺概述

从完成采准切割的矿块（矿壁）内采出矿石的过程叫回采，采矿工作面的落矿、矿石运搬和地压管理谓之回采工艺。

一、落矿

将矿石从矿体上分离下来，破碎成合格的块度，叫落矿，也叫崩矿。矿岩坚硬，用浅眼或深孔爆破落矿，轻软矿体，用机械落矿。

浅眼落矿，有水平眼和垂直眼两种（图5—2），眼深一般为1.5～2.5m。浅眼落矿用于开采薄矿体和形状不规则矿体，以便控制采幅和矿石贫化。回采工作面上，炮眼平行排列或交错排列（图5—3），后者炮眼间距a等于最小抵抗线W，各炮眼的爆破量大体相等，爆破质量好，矿山应用很广。

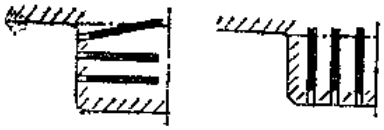


图5—2　水平炮眼和垂直炮眼落矿示意图

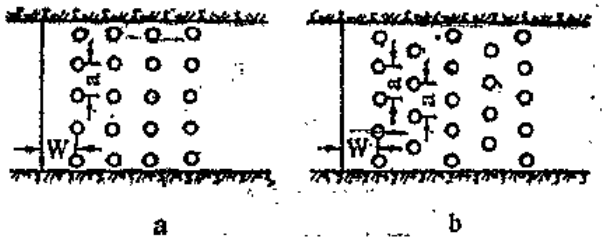


图5—3　炮眼排列

a—平行排列；b—交错排列；W—最小抵抗线；a—眼距

深孔落矿。开采厚矿体，多用深孔落矿。根据凿岩设备的凿岩能力，深孔有中深孔（接杆深孔）和深孔，前者深3～15m，后者深15～40m或更深。深孔有平行排列（图5—4）和扇形排列（图5—5），前者最小抵抗线相等，炸药分布均匀，爆破质量好，但凿岩作业麻烦，影响劳动生产率；后者排面内深孔呈放射状，孔口间距小，孔底间距大，爆下的矿石块度不及平行排列时均匀，但排面内深孔可在一处钻凿，凿岩方

便，不必移动凿岩设备，使用较广，但产生大块多。

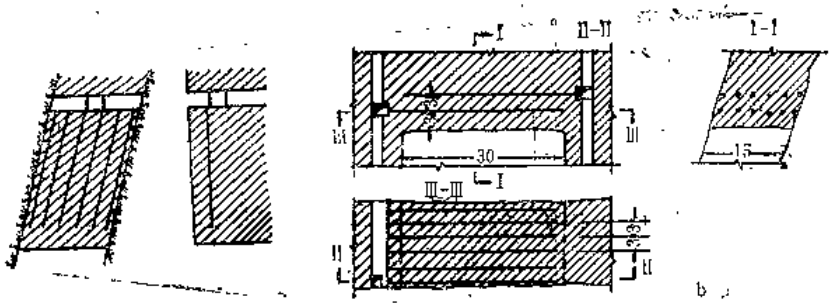


图5—4 深孔平行排列

a—垂直深孔；b—水平深孔

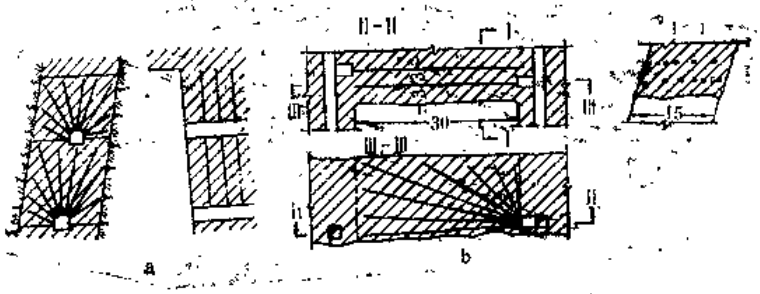


图5—5 深孔扇形排列

a—垂直深孔；b—水平深孔

落矿中深孔，一般采用重型导轨式凿岩机安在采场凿岩台车（图5—6）上钻凿。深孔一般用潜孔凿岩机（图2—7）钻凿。

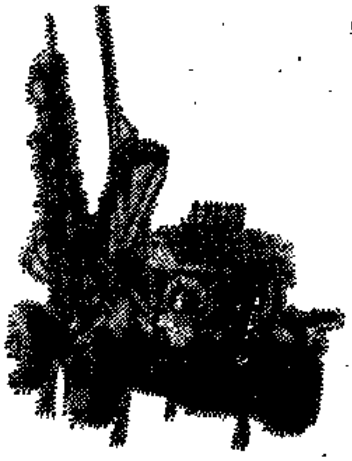


图5—6 采矿凿岩台车

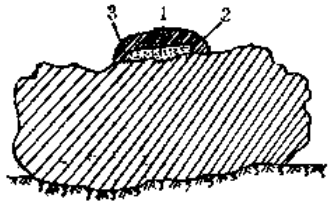


图5—7 复土爆破法破碎大块示意图

1—炸药；2—雷管；3—复土

崩落矿石的块度，要求均匀、适度，块度过大，易堵塞放矿漏斗和溜矿井，影响出矿效率和正常生产。通常崩落矿石的最大块度，根据用户要求和出矿设备规格规定，其范围为300～1000mm。凡大于此规定尺寸的崩落矿石，叫不合格大块，不合格大块比

占采出矿量的百分比叫大块率。出矿前和出矿过程中，不合格大块必须破碎，叫大块二次破碎，其方法有人工锤击破碎、炮眼（20～30cm）爆破破碎、复土爆破法（图5—7）和机械破碎等，其中复土爆破法炸药耗用量虽然较大，但简单方便，现场应用较广。

二、矿石运搬

回采工作面落下的矿石，经矿块底部受矿巷道式出矿系统（图5—8）或平底式出

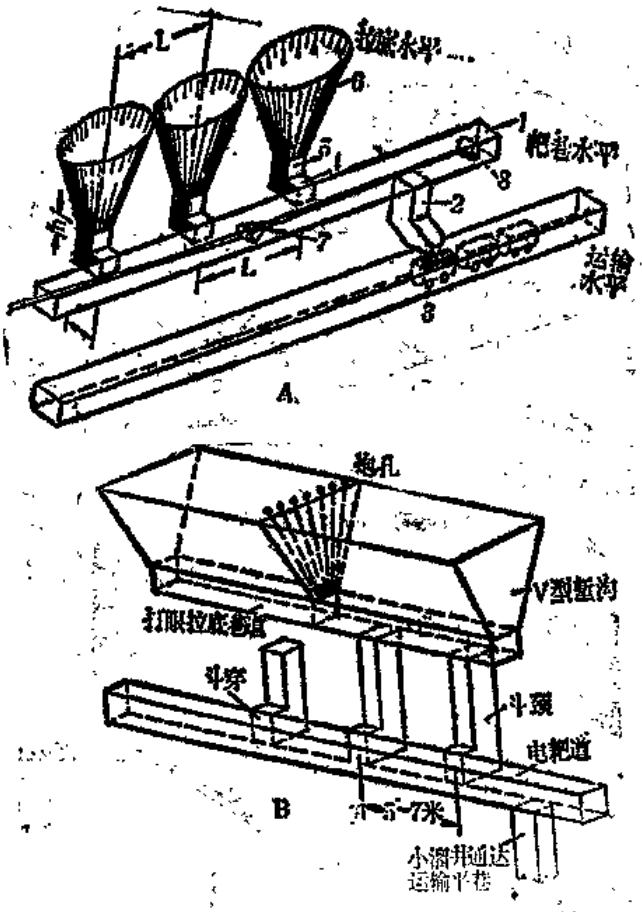


图5—8 巷道受矿式矿块底部结构

a—漏斗受矿式；b—堑沟受矿式

1—电耙道；2—出矿溜井；3—阶段运输平巷；4—斗穿；5—斗颈；6—受矿漏斗；7—漏耙；8—电耙绞车

矿系统运搬到运输水平装车运出，叫矿石运搬，或叫出矿。矿石运搬方法，视矿体倾角而异。倾角在50～55°以上的急斜矿体，矿石在重力作用下沿矿体下盘自溜到运输水平装车（图5—9）。这种重力自溜出矿方式，设备简单，效率高，成本低，矿山应用甚广，但易卡斗，处理卡漏麻烦。

开采不能实现重力自溜出矿的水平或缓斜矿体，回采工作面的矿石可用电耙直接耙入溜矿井（5—10）装车运出。



图5—9　重力自溜出矿

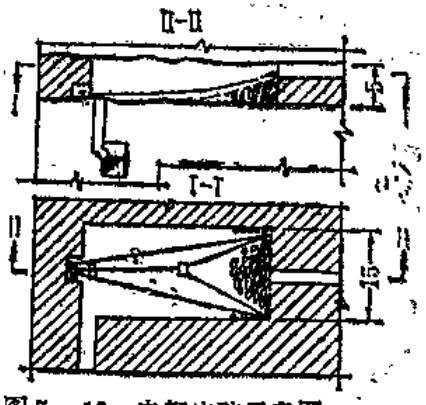


图5—10　电耙出矿示意图

1—溜矿井

随着现代化无轨采矿设备的发展，地下矿山无轨设备出矿已日益增加。图5—11所

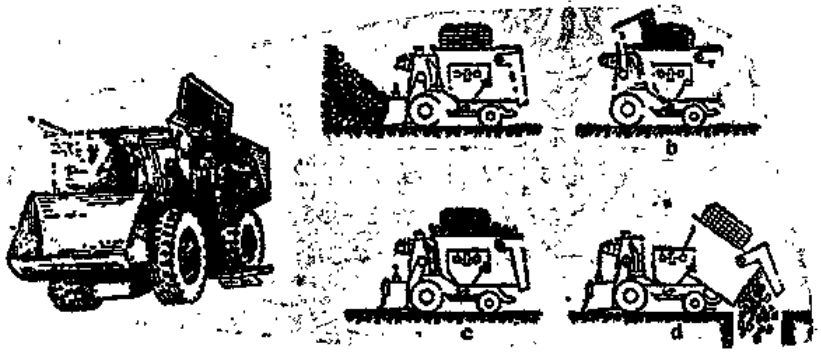


图5—11　装运机外貌及其出矿过程示意图

示为能完成装、运、卸作业的轮胎式装运机及其出矿过程。这种设备有气动和电动两种，结构紧凑，小巧灵活，只需一人操作，出矿效率高，理想运距20～40m；压气软管磨损大，噪音污染严重。

运距不拘、斗容更大(0.76～4 m^3)、效率更高的电动或内燃铲运机（图5—12），已用于井下出矿，特别是电动铲运机，能耗低，噪音小，不污染井下空气，国内外矿山推广迅速。

振动出矿（图5—13），通过振动出矿机对其上部松散矿石的强力振动，削弱矿石

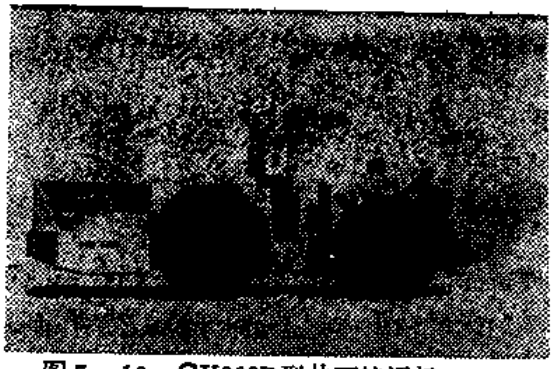


图5—12　CY922D型井下铲运机

1—进依茨柴油机；2—排气净化水箱；3—灭火器；4—防护顶盖；5—前车架；6—举升臂；7—铲斗；8—涡轮增力压器；9—后车架；10—前后桥轮端及车轮

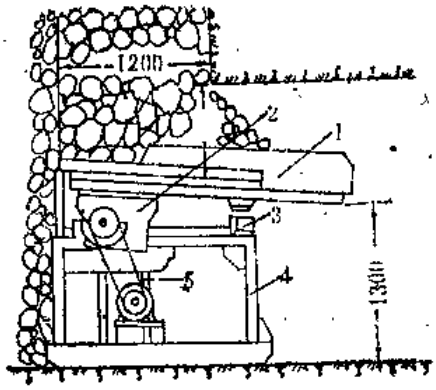


图5—13　振动出矿示意图

1—推动台面；2—振动器；3—螺旋弹簧；4—机架；5—传动装置

之间及矿石与矿房周壁之间的摩擦阻力，并借矿石的重力势能实现了强制性连续出矿。这种出矿新技术，受振矿石，流动性好，不堵塞，不卡漏，不悬拱，出矿连续、均匀、平稳，具有安全、经济、高效等显著优点，已愈来愈多地用于地下采场出矿。

开采20～45°的缓斜矿体，矿石可采用爆力运搬（图5—14），即借深孔爆破产生的动能，将矿石抛掷到受矿巷道，而后装车运出。

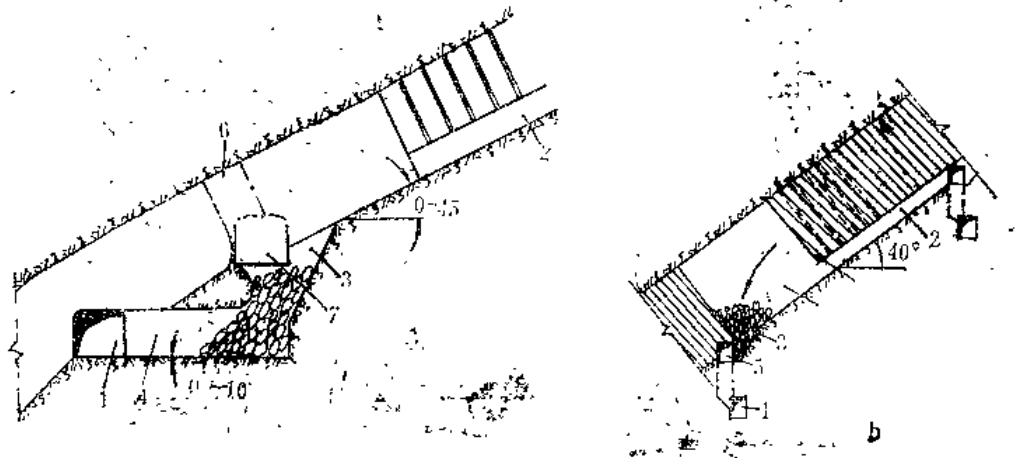


图5—14 矿石爆力运搬示意图

a—无轨设备出矿底部结构；b—电耙出矿底部结构；

1—运输平巷；2—凿岩巷道；3—受矿巷道；4—出矿巷道；5—电耙道；6—切割槽；7—切割平巷

三、采场地压管理

矿石采出后，矿体和围岩中原来的应力平衡遭到破坏，出现变形、下沉、破坏、崩落等地压现象，危及人身、设备和采场安全，影响矿山正常生产。采场地压管理，就是要采取必要的技术措施、控制地压和管理地压、消除地压所产生的不良影响以保证安全生产。地压管理方法，视采矿方法和生产过程不同而异。

矿块回采过程中，可根据矿岩的稳固性，利用其自然支撑能力，控制矿岩的暴露面积，维持采场稳定；或者随着回采作业的进行，用充填料进行充填，管理地压；或者随着回采工作面的推进，有计划有步骤地崩落顶板岩石，维护采场安全。

矿房矿石采出后留下的采矿区，是发生大规模地压活动的重要因素，也是安全生产的严重隐患，必须及时处理。目前，采用崩落围岩、充填采空区和封闭采空区等，能有效地控制地压。

第五节 地下采矿方法的概念及其分类

矿床开拓工程完成之后，为适应大量回采的需要，进行矿块划分，确定采准布置，掘进采准切割巷道，建立矿块的行人、通风、运料和出矿通道，开辟回采工作面，正确实施落矿、出矿与地压管理，以期安全地最大限度地将矿块内矿石采出的全过程，称之为地下采矿方法。综上所述，矿块结构的合理参数，采准、切割巷道的数量、类型及其合理布置与结构，回采工作面形式，凿岩爆破参数，出矿方法，以及地压管理方法等是

采矿方法研究、解决的核心内容。这些技术问题的解决，与矿床地质等条件密切相关。

由于矿床地质条件复杂多变，加之采矿设备不断发展与完善，生产实践中使用的采矿方法甚多。为便于揭示各种采矿方法的特征，了解其适用条件，以期正确地选择、使用和研究改进，将现场使用繁多的采矿方法，按其共性归纳分类，具有现实意义。采矿方法分类，以回采过程中地压管理方法与分类依据比较科学合理，据此，所有采矿方法大体上可分为空场采矿法、充填采矿法和崩落采矿法三大类。

第六节　空场采矿法

一、概述

矿床开拓章中已经述及，矿块是地下采矿的回采单元。现行的多数地下采矿方法，为便于回采，还要求把矿块划分为矿房和矿柱（图5—15）。

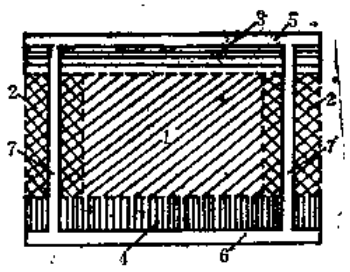


图5—15　矿块划分为矿房、矿柱示意图

1—矿房；2—间柱；3—顶柱；4—底柱；5—回风巷道；6—运输巷道；7—天井

将矿块划分为矿房和矿柱，先采矿房，后采矿柱，矿房回采过程中出现的采空区，主要依靠矿岩本身的稳固性和留下的矿柱得以支撑而敞空不垮，采矿人员在敞空的矿房里进行各种采矿作业。矿房采完后，及时回采矿柱，处理采空区。这种采矿方法，叫空场采矿法，或叫自然支撑采矿法。

依靠矿岩固有的支撑能力，把矿岩的暴露面积和与之相应的暴露时间控制在矿岩稳固性所允许的范围内，以期有效地控制采场地压，使矿房回采得以安全进行，是空场采矿法的基本特征。由此显而易见，矿石和围岩都很稳固是使用本类采矿方法的基本条件。

根据采矿方法的结构、回采工艺特点和适用条件，空场采矿法可分为房柱采矿法、留矿采矿法、分段矿房采矿法、阶段矿房采矿法和横撑支柱采矿法等五组。

二、房柱采矿法

矿块划分为矿房和矿柱，矿房回采过程中，按设计要求，留出矿柱，支护采空区，矿房矿石采出后，矿房和间柱规则交替排列。这种采矿方法，叫房柱采矿法。

根据落矿方法与矿石运搬方法不同，房柱采矿法有浅眼落矿—电耙出矿、浅眼落矿—装运机出矿和深孔落矿—无轨设备出矿等方案。

1．浅眼落矿—电耙出矿房柱采矿法（图5—16）　用于开采中厚缓斜矿体，矿房沿矿体倾斜方向布置，长40～60m，视矿房顶板岩石最大允许暴露面积和电耙耙运距离而定；矿房宽8～20m；留直径3～7m的圆形矿柱，间距5～8m。矿体较厚时，可留5m宽的连续矿柱。

本方案采用脉外采准，阶段运输平巷1布置在矿体底板，自该运输平巷正对矿房中

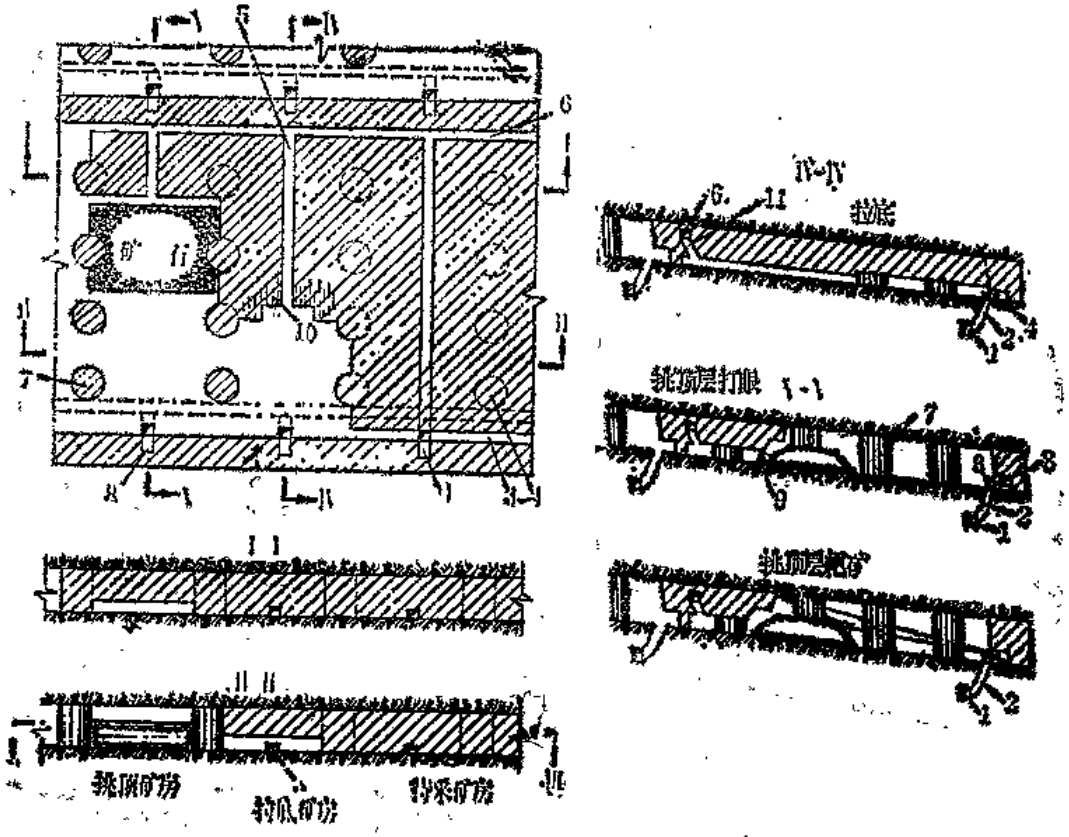


图5—16 浅眼落矿—电耙出矿房柱采矿法

1—阶段运输平巷；2—矿石溜子；3—切割拉底平巷；4—电耙绞车硐室；5—上山；6—联络平巷；7—矿柱；8—电耙绞车；9—凿岩机；10—炮眼；11—联络小井

心掘进通达矿房的矿石溜子2，建立出矿通道。

为矿房通风和回采增加爆破自由面，自绞车硐室4紧贴矿体底板掘进上山5，并自该上山顶端掘进联络天井1通达与矿房相通的联络平巷6，形成矿房回风道及安全出口。沿矿房下部边界线掘进切割平巷3，为矿房回采开辟工作面。

矿房回采落矿，随矿体厚度不同而异。厚3m以下的矿体，全厚一次落矿回采。厚3～10m的矿体，分拉底层和挑顶层回采，先采拉底层，后采挑顶层。

拉底层高2.5～3.0m，从切割巷道3与上山5的交叉口处开始回采，水平炮眼落矿，随着回采工作面的推进，切割留出房间矿柱。

挑顶层回采，仍从切割平巷与上山交叉口处开始。挑顶层厚3m以内时，用上向炮眼全厚一次爆破采出。挑顶层较厚时，需再分成高2.5m的上向梯段工作面（图5—16之Ⅴ—Ⅴ）自下而上逐层回采。采下的矿石，用电耙耙到溜矿井，放到运输平巷装车（图5—17）。

矿房通风。新鲜风流，由阶段运输平巷1经超前掘好但尚未使用的矿石溜子2进入切割拉底平巷3，而后分别进入各回采矿房清洗工作面，污浊空气经上山5由回风平巷排出。

2．装运机出矿　为提高矿房生产能力，可采用装运机出矿方案（图5—18），

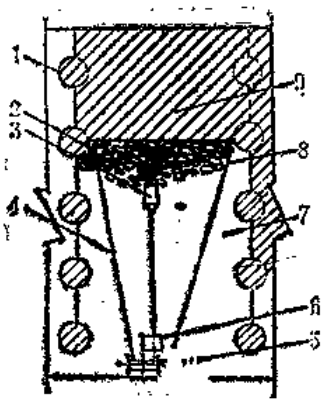


图5—17 矿房电耙出矿示意图

1—矿柱；2—滑轮；3—耙斗；4—尾绳；5—绞车；6—矿石溜子；7—矿房已采部份；8—采下的矿石；9—矿房待采部份

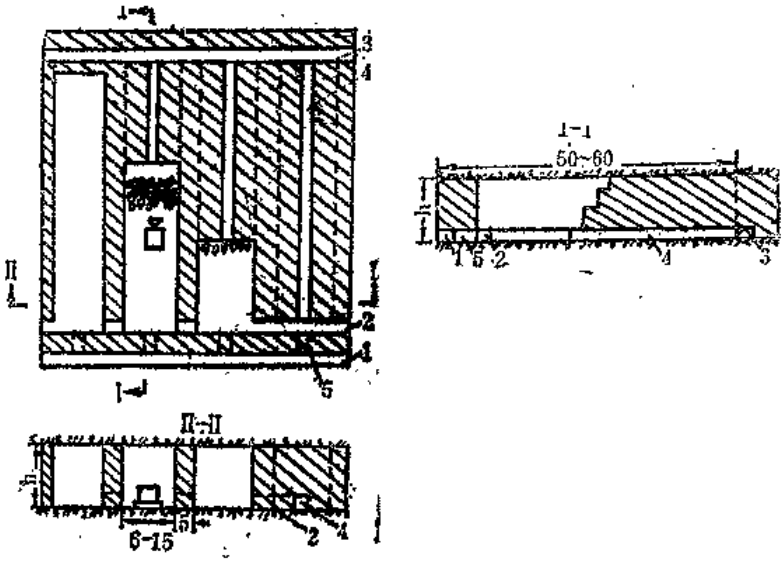


图5—18 浅眼落矿—装运机出矿房柱采矿法

1—运输平巷；2—切割平巷；3—回风平巷；4—切割上山；5—联络道

矿房沿倾斜方向布置，结构参数如图所示。该方案采用脉内采准，在矿房底部平行于运输平巷1掘进切割平巷2，正对矿房中央，掘进连接切割平巷2与运输平巷1的联络道5，建立出矿通道。为解决矿房通风，从切割平巷2在矿房中央沿底板掘进切割上山4与回风平巷3相通，形成通风系统。浅眼落矿回采，装运机直接出矿。随着回采工作的进行，留出5m宽的连续矿柱，维护采空区。

3．大型无轨采矿设备 随着地下无轨采矿设备的发展，8～10m以上的水平、微倾斜厚大矿体，国外用房柱法开采时已广泛使用大型无轨采矿设备（图5—19），其回采工艺过程是：先在矿房顶板下掘进切顶巷道9，进行切顶回采，切顶层高2.5～5m，视采矿设备而定。切顶回采一定宽度后，在矿房一端开掘切割槽，为回采矿房其余矿石开辟下向梯段工作面。随着切顶回采的进行，按设计要求，留出8～10m的间形矿柱，并用杆柱支护顶板岩层。

矿房大量回采，用履带式凿岩机从切顶层钻凿下向深孔落矿，用1 m^3短

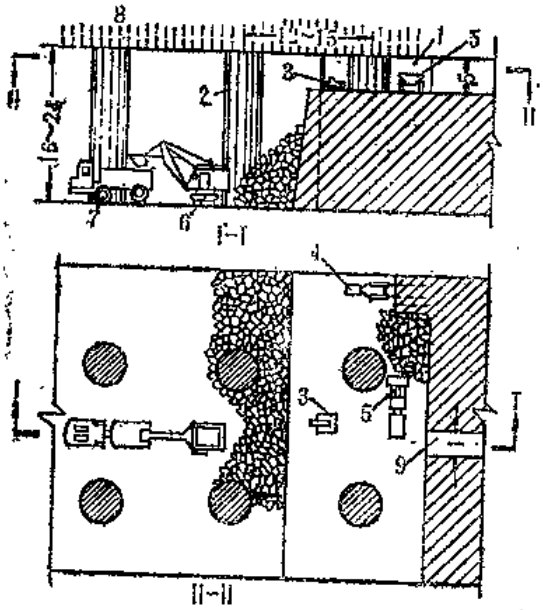


图5—19 厚矿体无轨设备房柱采矿法

1—切顶工作面；2—矿柱；3—履带式凿岩机；4—轮胎式凿岩台车；5—2.7m^3前装式装载机；6—1m^3起臂电铲；7—25t自卸矿车；8—杆柱；9—切顶平巷

臂电铲和25t自卸矿车出矿。

矿房顶板浮石及安全隐患，用液压升降检查台进行处理，以确保回采作业安全。

4、房柱采矿法适用条件及评述 本采矿方法适于开采矿石、围岩稳固、矿体倾角在30～40°以下中厚矿体，特别是开采水平、缓倾斜中厚矿体是一种有效的采矿方法。

房柱采矿法，采切工程量小，通风好，采矿工作组织简单，回采强度大，矿房生产能力高，坑木消耗低，厚大矿体可实现无轨开采。但矿柱矿量大（间断矿柱占15～20%，连续矿柱占40%），一般又不回收，故矿损大，这是本采矿方法的很大缺点。我国南京灵石、太原西山等不少石膏矿采用这种方法。

三、留矿采矿法

采矿人员在矿房的暂留矿堆上，自下而上逐层落矿回采，每次落下的矿石，只放出1／3左右，其余的2／3暂留在矿房内作为回采作业台，矿房采完后，将暂留的矿石全部放出。这种采矿方法叫留矿采矿法（图5—20）。根据出矿方式的不同，本采矿方法分重力出矿留矿采矿法和振动出矿留矿采矿法。

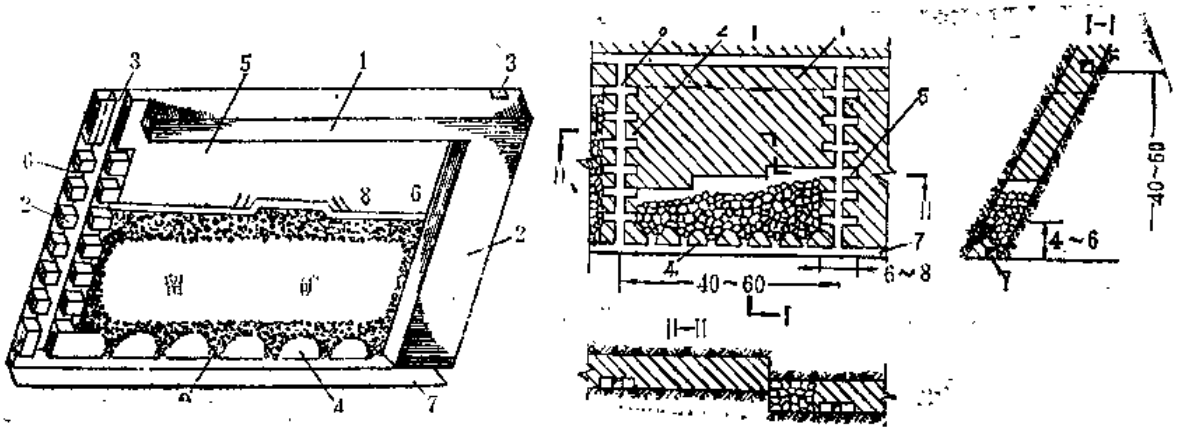


图5—20 重力出矿留矿采矿法

a—立体图；b—投影图

1—顶柱；2—间柱；3—天井；4—底柱，5—矿房；6—人行道，7—阶段运输平巷；8—炮眼；9—放矿漏斗

1、重力出矿留矿采矿法 本采矿法的典型方案如图5—19所示，矿块沿走向布置，段高30～60m，矿块长40～60m，均视顶板和上盘围岩的稳固程度而定。

矿柱尺寸，视矿体厚度而定。开采薄矿体，如需留顶柱，一般只留2～3m，底柱高6～8m，间柱宽6～8m；开采中厚矿体时，矿房跨度较大，底柱承托留在矿房的矿量大，故顶柱高取3～6m，底柱高8～10m，间柱宽8～12m。

矿块采准切割，主要是掘进脉内阶段运输平巷7和矿块天井3，沿天井每隔4～5m掘进人行道6与矿房相通。在矿房底部，自运输平巷每隔4～6m开掘出矿漏斗，而后在拉底水平扩漏拉底，形成高约2m的拉底空间，开辟出回采工作面。

矿房回采，自下而上用浅眼逐层落矿，落矿分层高2～3m。矿石爆下后，碎胀、松散，体积增大，填满回采工作空间。故每次落矿后，要进行局部放矿，即将每次崩落的矿量放出1／3左右，以便自留矿表面到矿石顶板之间腾出1.8～2.0m的工作空间。其余2／3的矿石暂留在矿房，作为继续采矿的作业台。

在局部放矿的同时，进行回采工作面通风。本采矿法通风较好，新鲜风流，自阶段运输平巷经天井进入回采工作面，污浊风流经另一天井至回风巷道排出。

局部放矿和工作面通风之后，清理工作面浮石，消除隐患，确认安全之后，开始平场，破碎不合格大块，为继续回采创造条件。

矿房采完后，进行最终放矿，即将矿房内的矿石全部放出，至此，矿房回采结束。

开采石棉和云母等非金属矿，需要保护石棉石纤维和云母晶体不受损伤，可采用图5—21所示的矿块顺路天井选别留矿法。方法之特征，是矿房回采过程中，顺路架设双格天井，一格行人，一格放矿。用浅眼爆破落矿，每次落矿后，在回采工作面人工选出长纤维石棉，经天井放矿格的W形放矿槽（图5—21之Ⅱ—Ⅱ）放至运输水平，以减轻优质长纤维石棉的损伤。

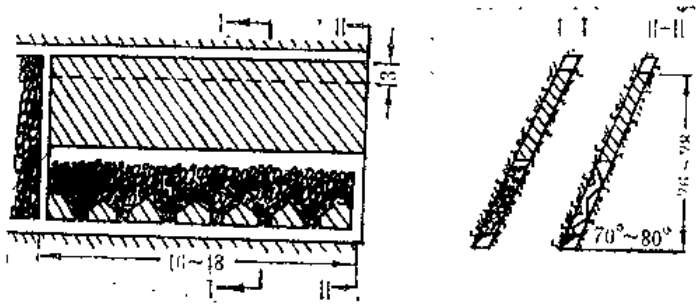


图5—21 矿块顺路天井选别留矿采矿法

2．振动出矿留矿采矿法 鉴于重力出矿留矿法常有大块卡漏，矿石悬拱，漏斗脊部残留矿石，隐藏空洞（图5—22），不仅会导致放矿困难和矿石损失，而且可能酿

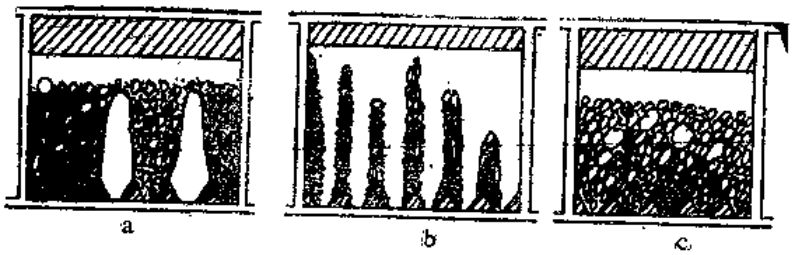


图5—22 矿石悬拱、漏斗脊部残留矿石和隐藏空洞

成放矿事故。中南工业大学与石人嶂钨矿等矿山试验成功的振动出矿留矿法，克服了前述弊端，正在国内矿山逐步推广。

振动出矿留矿采矿法，除方法的结构要素，如漏斗间距由重力出矿的4～5m增大到6～7m和采用振动出矿机出矿外，其回采工艺过程与重力出矿留矿法基本相同。图5—23和图5—24分别为振动出矿留矿法基本方案和振动出矿机安装示意图。生产实践表明：和重力出矿留矿采矿法相比，振动出矿留矿采矿法有以下优点：

（1）矿石流动性好，出矿连续、平稳，卡漏少，放矿能力显著提高；

（2）由于矿石流动性好，漏斗间距加大，开采薄矿体顺利放矿的采幅可以减小，因而切割工程量减小，矿石贫化降低；

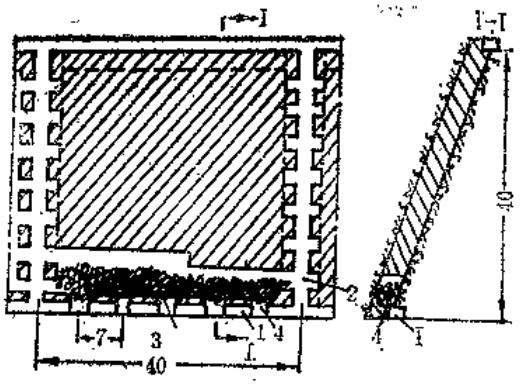


图5—23 振动出矿留矿法示意图

1—阶段运输平巷；2—天井；
3—漏口；4—振动出矿机安装硐室

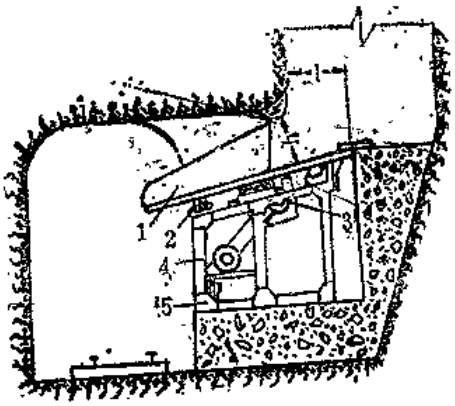


图5—24 振动出矿机示意图

1—振动台面；2—弹性元件；3—振动器；
4—电动机；5—机架

（3）出矿作业机械化，不仅劳动条件大大改善，而且作业安全；

（4）振动出矿机代替木漏斗，节省坑木。

留矿采矿法回采工艺简单，易于掌握；采切工程量小，采场通风良好，回采工作面能选别优质矿石。矿房存留大量矿石，影响资金周转，处理顶板浮石及平场作业，劳动强度大；放矿过程中，围岩有可能片邦，使矿石再次贫化。

留矿采矿法，适用于开采矿石和围岩都稳固的急斜薄矿体，也可用于开采中厚急斜矿体。矿体规则，产状稳定，特别矿体底板稳定，以及矿石不结块、不氧化、不自燃，都是使用本采矿方法的重要条件。

四、大直径深孔球形药包倒漏斗爆破阶段矿房采矿法

随着凿岩技术的不断发展，地下深孔凿岩的有效深度可达到阶段高度或更深，从而出现了阶段凿岩阶段矿房采矿法。大直径（φ150～165mm）深孔球形药包倒漏斗爆破采矿法，是加拿大 Levack 镍矿1975年回采矿柱首次试验成功的一种阶段凿岩阶段矿房采矿新方法，北美矿业界叫Vertical Crater Retreat Method，简称V·C·R法。由于技术先进、安全和高效，美国、瑞典等许多国家很快推广应用。我国凡口铅锌矿1981年试验，已获成功。如图5—25所示，切割拉底完成之后，在采场上部凿岩硐室钻凿下向大直径深孔直通拉底空间，以拉底空间顶板矿石为爆破自由面，采用球形药包倒漏斗爆破技术，自下而上逐层爆破落矿，其结构参数及回采工艺详述如下。

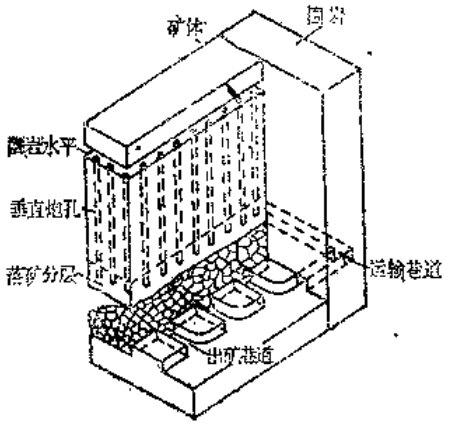


图5—25 大直径深孔球形药包倒漏斗爆破阶段矿房采矿法立体图

1、矿块布置及方法结构要素 矿体厚

20m以上时，矿块直交矿体走向布置（图5—26），矿体厚度即矿房长度，围岩稳固，

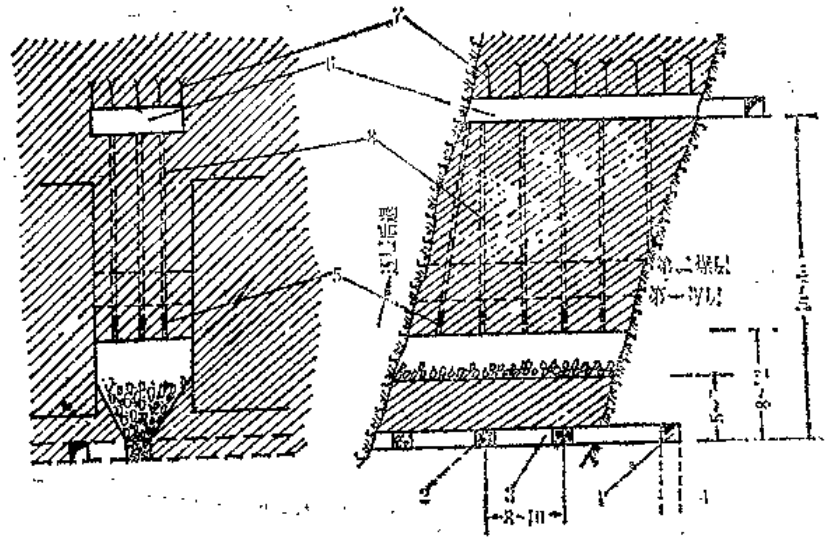


图5—26　大直径深孔球形药包倒漏斗爆破阶段矿房采矿法示意图

1—脉外运输平巷；2—装矿巷道；3—运输横巷；4　贮矿溜井；5—球形药包；6—凿岩硐室；7—矿柱；8—大直径深孔

矿房宽10～15m或更大，不太稳固时5～8m矿体厚20m以下时，矿块沿矿体走向布置，矿岩稳固时，矿房长40～100m，不太稳固时，20～40m。阶段高度，40～60m，视深孔凿岩设备的凿岩能力而定。

2．**采准切割**　采场采用堑沟受矿，铲运机平底出矿结构，底柱高5～7m。铲运机装矿巷道间距8～10m。出矿水平用贮矿溜井与运输水平连通。在拉底水平掘进高3～5m的拉底空间。

采场上部掘进凿岩硐室，其大小以能钻凿采场范围内全部深孔为宜，硐室高视凿岩设备而定，一般为3.8～4.5m。硐室用锚杆和金属网支护，以保凿岩施爆作业安全。

3．**回采作业**　本采矿方法采用长度小于六倍直径的短柱状药包即球形药包爆破，深孔凿岩和漏斗爆破工艺是使用本采矿法成败的关键，只有当球形药包装在最佳埋置深度处，才能取得爆破漏斗体积最大和矿石破碎均匀的良好效果。因此采用此法的矿山，都要作爆破漏斗试验，得出药包的最佳埋置深度和临界深度，并依此计算合理的凿岩爆破参数等。

深孔钻凿，使用地下高风压凿岩机，如国产DQ150J型和瑞典Atlas公司的Roc 306型潜孔凿岩机图。全部深孔一次钻穿，直通拉底空间。为确保爆破质量，要求深孔偏斜度不超过1%。为此，凿岩过程中，钻杆上安装三异稳杆器（图5—27），以扶正钻杆和冲击器，防止深孔偏斜。开孔钻头直径应比孔径大15～25mm，以保证终孔直径。深孔钻好后，要严格验收，不合格者应补孔。

本采矿方法，采用高密度、高爆速、高威力炸药，倒漏斗爆破技术，以拉底空间顶板矿石为爆破自由面，自下而上逐层装药爆破，每层爆破后，孔间不应残留矿石，表面

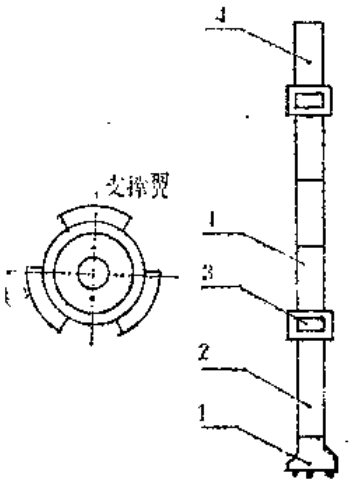


图5—27 稳杆器和其安装位置示意图

1—钻头；2—冲击器；3—稳杆器；4—钻杆

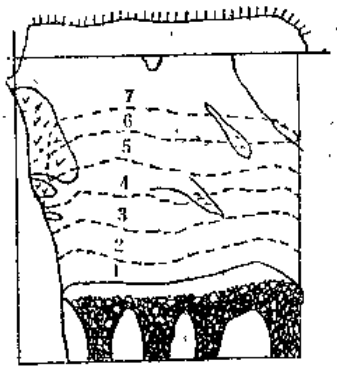


图5—28 各爆破分层的实际崩落表面线

1、2、3……6—爆破分层；7—顶层

应该平整。为检查爆破效果，估算每层的崩矿量，并为后一层爆破设计提供实际孔深、补偿空间高度、及分层崩矿表面的实际形状，每层爆破后都正测孔，用测绳捆在0.6m长粗约3cm的胶皮管中央，从孔中放下，而后上提，迫使胶带管在孔中弯曲，测出实际孔深，绘出爆破后的实际崩落表面线（图5—28）。测孔之后，方可堵孔装药。

堵孔方法，如图3—29所示。用水泥胶皮碗形堵孔塞在高深孔下口0.5～1.0m处将

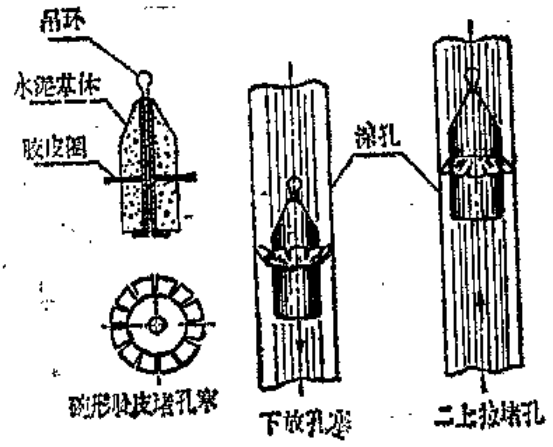


图5—29 堵孔塞及堵孔示意图

深孔堵好，而后按设计要求填入适量河砂，将孔堵严，此后即可装药。

深孔装药，使用球形药包，采用偶合装药结构。所谓球形药包，就是药包长度不超过六倍药包直径的短柱状药包。药包用绳钩吊装装入孔内，或直接重力投掷装入。每个落矿分层，可装单层药包或多层药包，其装药结构如图5—30所示。装单层药包时，其上部的填沙高度不得小于药包最优埋深，以保证药包最小抵抗线作用方向朝下。多层装

药时，除最下层药包装在最优埋深处外，其它各层药包应装在略小于计算出的最优埋深处，上下相邻两层药包之间的填沙高度，应为下层药包的填砂高度及该药包面以上的超爆高度，但因超爆高度各孔不一，应通过系列漏斗爆破试验后，以其平均值为宜。和单层药包爆破相比，多层药包爆破，漏孔、堵孔减少，可加快回采速度，便于根据实际生产需要，灵活掌握崩矿量。每次爆破药包层数，根据调节产量、一次崩矿量、炸药用量以及爆破对围岩的影响等因素综合权衡确定。

爆破落矿，使用“三高一低”炸药，不具雷管感度，要用强力起爆药包起爆，才能保证炸药正常起爆和短时间内过渡到稳定爆轰。

每次爆破崩落的矿石，用铲运机运出40～50%，为下一分层爆破腾出补偿空间。

随着分层爆破向上推进，凿岩硐室下部的砂石厚度不仅随之减小，而且经受多次爆破作用稳定性受到影响。在复杂应力作用下，顶层矿石的安全厚度，可在一定厚度内埋设 DZJ —1 型电阻式位移计和采用电火花声测试仪，对每次爆破前后作系统观测，予以确定。

我国凡口铅锌矿，用大直径深孔球形药包倒漏斗爆破阶段矿房采矿法回采房间矿柱，间柱两侧为尾砂和碎矿胶结充填体，有足够强度，自立性较好。间柱回采布置如图5—31所示。采场顶部拱形凿岩硐室长33m，宽9m，高4.5m，用管缝式锚杆和金属网联合支护。拉底空间高3m。平底底部结构，铲运机出矿。

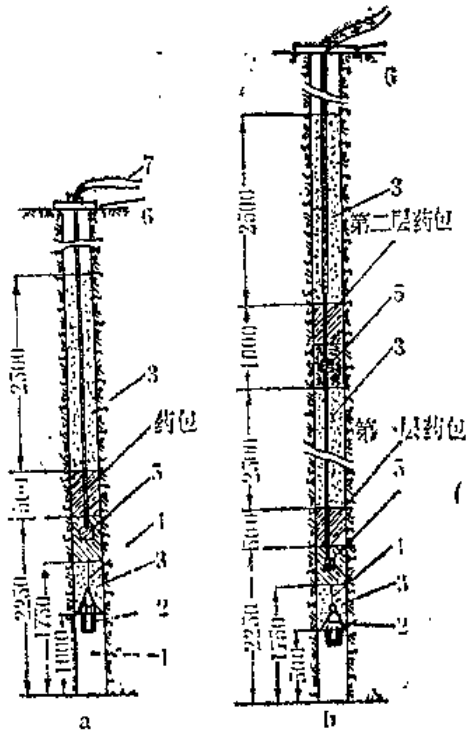
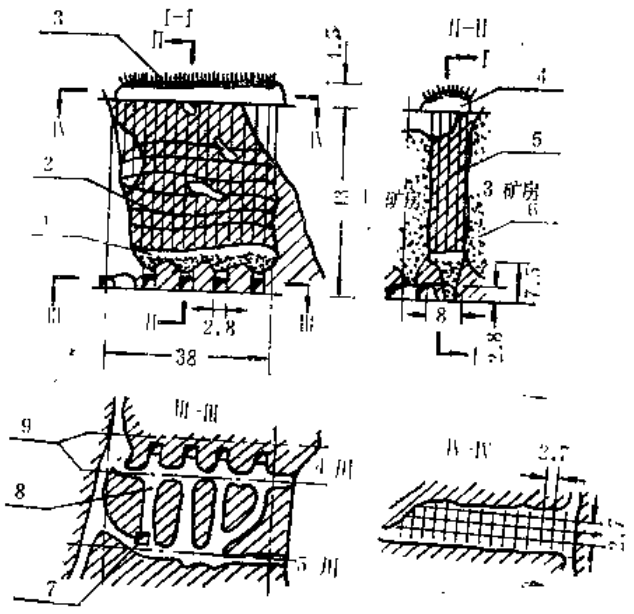


图5—30 装药结构示意图

a 单层药包；b 多层药包

1 深孔；2 堵孔塞；3 河沙；
4 塑料绳；5 起爆弹；
6 孔口固定木条；7 塑料导爆管



5—31 大直径深孔球形药包倒漏斗爆破阶段矿房法回采间柱采场

1—拉底空间；2—崩矿分层线；
3—矿柱和金属网支护；4—凿岩硐室；
5—大直径深孔；6—充填体；7—溜矿井；
8—装矿进路；9—矿柱边界线

深孔孔径165mm，深31～35m，按2.7×2.7m²网格排列（图5—32之Ⅵ—Ⅵ）两侧边孔到充填体的距离不大于爆破漏斗半径，取为药包直径的八倍左右，即1.3～1.5m。下向垂直深孔，用配cop 6型冲击器的Roc—306型潜孔凿岩机钻凿。钻杆装稳杆器，保证了深孔偏斜在规定范围之内。为保证终孔直径，该矿用178mm大直径钻头开好孔口，装上套管后，改用165mm硬质合金柱齿钻头钻凿。

爆破落矿，使用专门研制的密度为1.40～1.45g／cm³、爆速4500～5500m／s袋装"三高一低"CLH—2乳化炸药，药包直径150mm，长500mm，重12.5kg，最优埋深2.25～2.43m。深孔采用单层装药结构（图5—30之a），每孔装两个药包。为提高偶合装药质量，将药包划破，用绳钩吊放装入，其上填2.5m高的河沙。药包用250g50/50黑索金—梯恩梯铸装强力起爆引爆。落矿分层采用分区毫秒微差爆破网路，分区中心掏槽和菱形分段起爆顺序（图5—32），爆破后，矿石破碎均匀，崩落表面平整，孔间不残留矿石，经测孔绘出的爆破际实崩落表面线如图5—28所示。

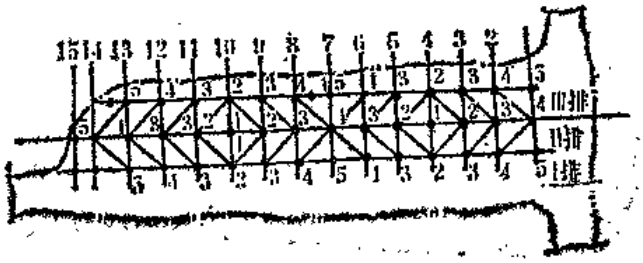


图5—32　分区中心掏槽、菱形分段起爆顺序

顶层矿石安全厚度，通过观测，定为9m，采用多层药包爆破。

采场出矿，正常生产期，崩下的矿石，溜到装矿巷道，用铲运机装运到贮矿溜井。采场出矿末期，残留在采空区的残矿，用YK—1型无线电遥控铲运机装运。该机斗容2m³，可手控和遥控，共有十九条遥控指令，可同时操作五个动作。井下最大遥控距离可达100m。铲运机遥控出矿，不仅保证了安全，而且能最大限度地回采矿产资源。

大直径深孔球形药包倒漏斗爆破阶段矿房采矿法，采准切割工程量小，作业安全；机械化程度高；采矿强度大；成本低。但深孔凿岩技术要求高；测孔、堵孔、装药麻烦；矿体形态不稳定时，矿石损失、贫化大。

本采矿方法适用于矿石、围岩较稳固、矿体形状规则且稳定的中厚以上倾斜和急斜矿体，以及回采胶结充填法的间柱。

大直径深孔球形药包倒漏斗爆破阶段矿房采矿法，虽然还只有十年的历史，但由于其突出的优点，世界上许多国家都已推广应用，我国不仅凡口铅锌矿试验成功，还有金川等许多矿山在试验推广。

五、其他空场采矿法简述

1．全面采矿法　方法结构要素、采准切割工程如图5—33所示。矿石回采，从切割上山开始，浅眼全厚一次爆破崩矿，电耙出矿。随着回采工作面沿矿体走向全面推进，采空区视顶板岩石的稳固程度，规则地或不规则地留矿柱支护，为减少矿损，也可砌废石垛或混凝土垛支护。

随着高效率的无轨采矿设备的日益发展，国外用全面采矿法开采极缓斜矿体，已广泛使用无轨采矿设备。图5—34所示为苏联哥兹卡兹干无轨设备全面采矿法，矿体厚

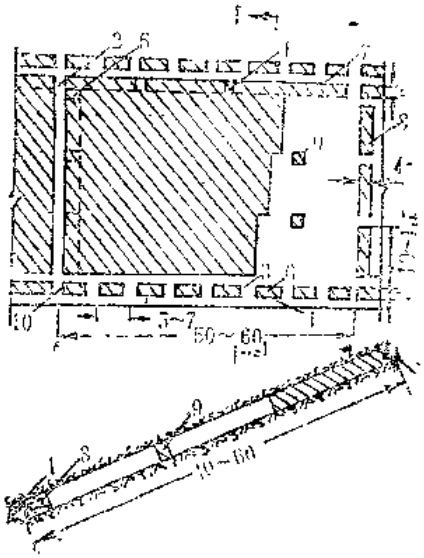


图5—33 全面采矿法

1—运输平巷；2—切割上山；
3—溜斗；4—安全出口；
5—人行道；6—点柱；
7—顶柱；8—间柱；
9—矿柱；10—切割拉底巷道

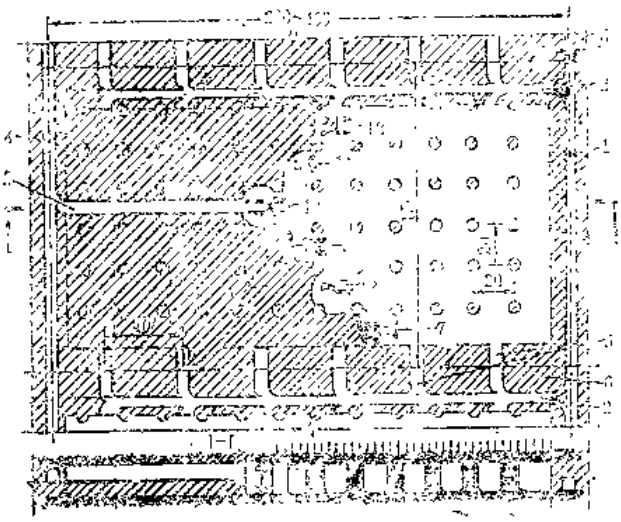


图5—34 无轨设备全面采矿法示意图

1—运输平巷；2—盘区平巷；3—通风平巷；
4—回风平巷；5—盘区运输道；
6—矿柱；7—推土机；8—顶板安全检查台车；9—电铲；10—凿岩台车；
11—装药机；12—矿柱钻眼台架机

3～8m，倾角0～15°，顶板岩层不及矿体稳固，盘区长200～400m，宽150m，矿体按全厚一次回采，回采工作面按盘区全宽沿矿体走向全面推进。凿岩台车钻眼，装药机装药。崩落的矿石，先用推土机堆积集中，电铲装车运出。随着回采工作面推进，每隔20m规则地留出矿柱，并在顶板岩层中安设矿柱，支护采空区。

本采矿法适于开采矿岩稳固、厚3～4m以下的20～30°缓斜矿体。

2．**分段矿房采矿法**　这是一种随着地下无轨采矿设备的发展与推广而出现的一种新的采矿方法，其特点是：矿块沿垂直方向划为分段，各分段采下的矿石，经其自身独立的出矿系统用无轨出矿设备运出。本采矿法有无底柱分段矿房方案和有底柱分段矿房方案。本节扼要叙述无底柱方案。

无底柱分段矿房采矿法（图5—35）。分段高10～18m，分段平巷3沿矿体走向布置，用联络横巷4与斜坡道5连接。矿体厚10～12m以内、走向长不到300～400m时，整个矿体用一个大矿房回采；走向长400m以上时，用两个矿房回采。矿体走向中央留10～30m宽的矿柱2，各分段从两端向中间矿柱后退回采。为此，需先在分段回采平巷端部用深孔爆破开掘切割天井，并刷大到矿体上、下盘，形成切割立槽。

为便于无轨凿岩台车钻凿上向平行深孔，分段回采平巷扩大到矿体两盘（图5—36）。回采工作面用铲运机出矿，经斜坡道运至溜矿井，平均运距120～140m。各分段残留的矿石，除最后一个分段用遥控出矿设备清理外，其余均在回采下一分段时回收。

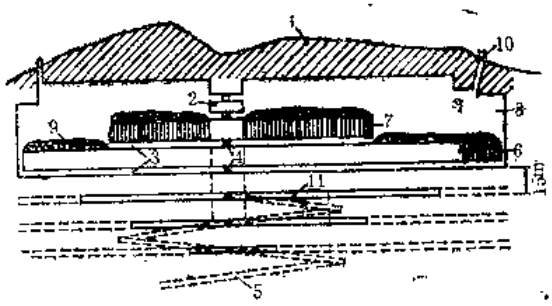


图5—35 无底柱分段矿房采矿法

1—保安矿柱；2—房间矿柱；
3—分段回采平巷；4—联络横巷；
5—斜坡道；6—切割立槽；7—上向深孔；
8—采空区；9—残留矿石；10—通风机；11—运输水平

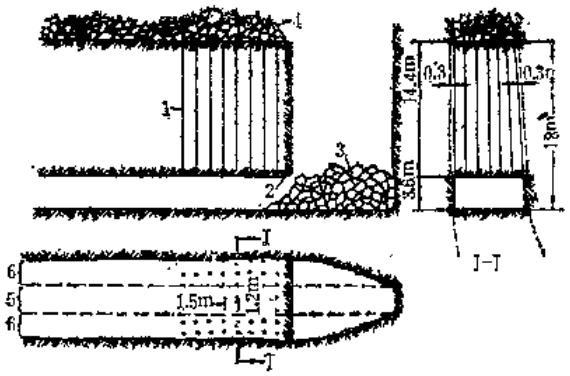


图5—36 深孔布置

1—上向平行深孔；2—巷道周线；
3—崩落矿石；4—残留矿石；
5—分段回采平巷；6—扩邦范围

矿块顶柱和采空区，用大爆破法与围岩同时崩落回收、处理。间柱只有在矿房填满后，用其他采矿方法回采。最后一个分段用无底柱分段崩落法回采。

本采矿方法的最大缺点是分段残留矿石和矿柱回采率低，但用于开采矿岩十分稳固、厚10～12m以下、走向和延深都不大的急斜矿体，采取高矿块、大矿房、少留或不留间柱和顶柱进行回采，是一种高效率的采矿方法。

3．分段凿岩阶段矿房法 本采矿方法也叫分段采矿法，其结构要素与采准布置如图5—37所示。矿房沿高度方向用凿岩平巷划为分段，其高度根据凿岩设备的凿岩能力而定，中深孔接杆凿岩，一般为8～10m；潜孔凿岩，可达20m。矿块采用电耙出矿底部结构，底柱高7～11m，漏斗间距5～7m。拉底扩漏完成后，用浅眼留矿法在矿房中央开掘2～3m宽的切割立槽，提供侧向爆破自由面和爆破补偿空间，为大量回采创造条件。

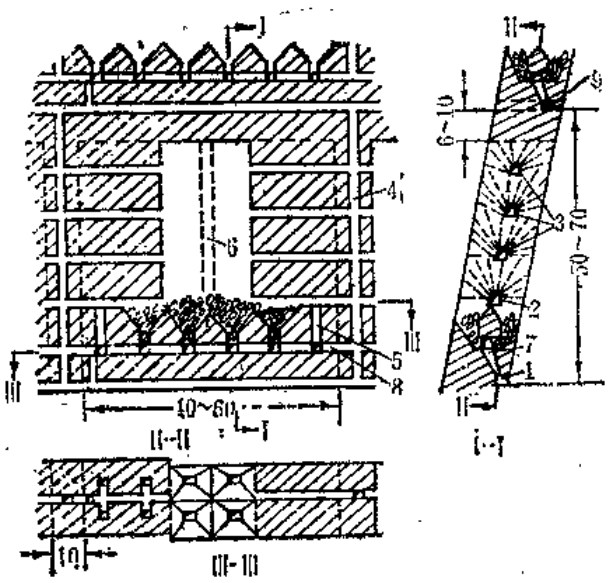


图5—37 分段凿岩阶段矿房法

1—阶段运输平巷；2—拉底平巷；3—分段凿岩平巷；
4—人行通风天井；5—斗颈；6—切割天井；
7—放矿溜井；8—电耙巷道；9—回风巷道

矿房回采，在分段凿岩平巷钻凿上向扇形接杆中深孔，以切割立槽为爆破自由面，沿矿房全高爆破落矿。矿石经漏斗已溜进入电耙道，而后用电耙耙入溜矿井装车运出。大块在电耙道破碎后放出。

矿房通风，新鲜风流经天井进入凿岩工作面清洗工作面后经回风巷道9排出。

本采矿方法通风良好，作业安全，回采工艺简单，劳动生产率高，坑木消耗小，采矿成本低，适用于矿房稳固、厚6～8m至25m的急斜矿体。

六、矿柱回采及空区处理

空场采矿法留下的矿柱矿量一般占矿块矿量的20～50%，留下采空区的面积会不断扩大，作用在矿柱上的地压会越来越大，严重时采空区垮塌，危及井下生产安全，回柱无法回收，造成国家资源严重损失。因此矿柱必须及时回收，采空区必须及时处理。矿柱回采远比矿房回采困难，做采矿方法设计时就应妥善考虑。

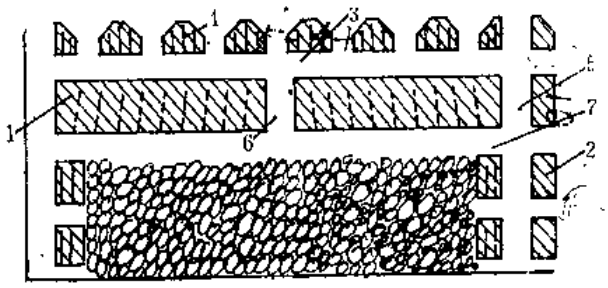


图5—38 留矿法矿柱回采示意图

1—顶柱；2—间柱；3—回风平巷；
4—底柱；5—天井；6—切割槽；
7—人行道

房柱采矿法的连续矿柱，一般只采成间断式矿柱，其余留作永久性矿柱不采。

留矿采矿法的矿柱，一般在最终放矿之前在留矿堆上在顶柱中钻好炮眼（图5—38），间柱和上阶段底柱分别在天井人行道和回风平巷打眼，最终放矿之后，顶底柱及间柱同次分段爆破回采，采空区也自行崩落得以处理。

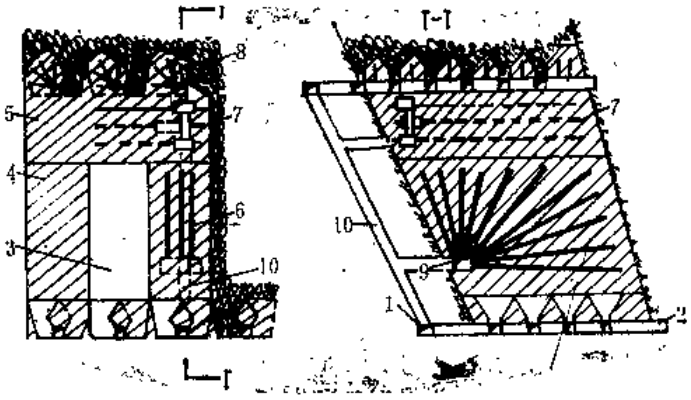


图5—39 阶段矿房法矿柱回采示意图

1—运输平巷；2—运输横巷；
3—空矿房；4—间柱；5—顶柱；
6、7、8—柱回深孔；9—凿岩硐室；10—天井

阶段矿房法的矿柱回采（图5—39），在顶柱、间柱内布置凿岩硐室，间柱底部掘进出矿巷道，底柱、顶柱、间柱均用中深孔同次分段爆破，矿石在自行崩落或强制崩落的空区顶板废石覆盖下放出，采空区也得以处理。

采空区的处理，除上述的围岩随着矿柱回采而崩落使采空区得以处理外，尚有充填和封闭的处理方法。

第七节 充填采矿法

一、概述

随着回采工作面的推进，用充填料充填采空区，控制围岩崩落和地表移动，并在充

填体上或在其保护下进行回采的采矿方法，叫充填采矿法。利用人工充填体控制地压是本类采矿方法与空场采矿法截然不同之处。

根据充填料种类、来源、输送方式以及回采工艺不同，充填采矿法有干式充填法、选别充填法、水力充填法和胶结充填法。本节重点论述干式充填采矿法和胶结充填采矿法。

二、水平分层干式充填采矿法

矿房回采，自下而上分层进行，随着回采工作面向上推进，充填采空区。图5—40为本采矿方法典型方案，矿块长30～60m，段高30～60m，间柱宽7～10m，顶柱高3～5m，底柱高4～5m。

本方案采用脉内采准，充填天井在矿房中央略靠上盘掘进，其倾角为50～60°以上，其断面既要满足充填料输送，还要满足提运材料设备。

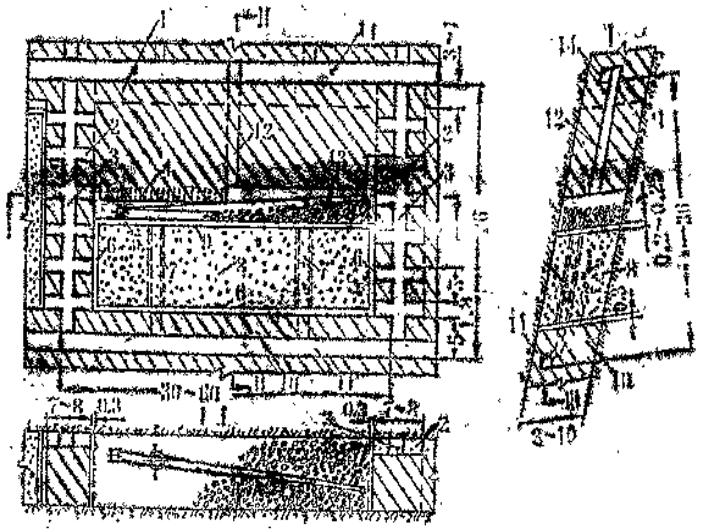


图5—40 上向水平分层干式充填采矿法

1—顶柱；2—人行通；3—人行通风天井；4—炮眼；5—电耙绞车；6—混凝土隔墙；7—溜矿井；8—充填料；9—混凝土垫层；10—底柱；11—运输平巷；12—充填天井；13—矿石；14—回风平巷

矿块拉底，在运输平巷之上2m处，从人行天井沿矿房掘拉底平巷，而后刷大矿体上、下盘，形成高约2.5m的拉底空间，最后浇灌钢筋混凝土垫层，作为回采下阶段的保护层。

矿房自下而上用浅眼爆破逐层回采，矿石用电耙或装运机运到溜矿井放出。落矿分层高1.5～2.0m。回采循环作业包括凿岩、爆破、通风、清理顶板、出矿、接高溜矿井及混凝土隔墙、充填和浇灌混凝垫层。

矿石放出后，接高溜矿井和混凝土隔墙，后者厚0.5～2.0m，将充填料和间柱隔开，为以后回采矿柱减小矿损、矿贫和安全创造条件。溜矿井圆形断面，内径1.5～1.8m，壁厚250mm，倾角60°以上，每个矿房两个，以免一个堵塞或破坏而影响生产。

混凝土隔墙和溜矿井加高后，用粒300～350mm的充填料充填，其充填系统如图5—41所示。充填料耙平后，铺一层厚200～250mm的混凝土垫层，而后即可回采后再分层。

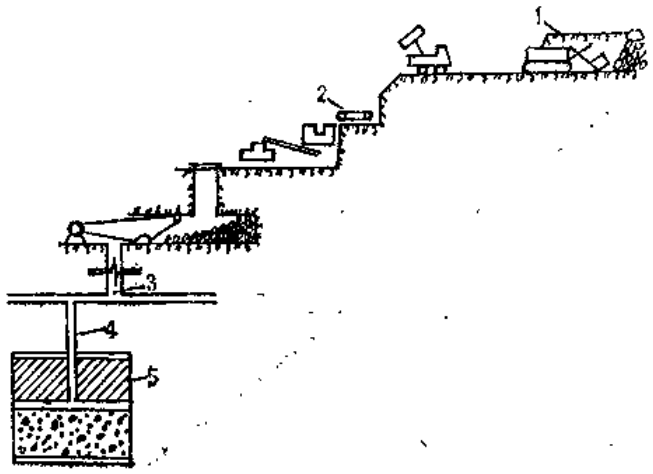


图5—41 充填料采集、制备、输送及充填系统

1—采石场；2—破碎站；3—充填井；4—矿块充填天井；5—矿块

三、倾斜分层干式充填采矿法

为改善出矿和充填条件，金州石棉矿采用倾斜分层回采，叫倒V形干式充填采矿法。采准布置和结构要素如图5—42所示，顶柱高2.5m，底柱高3m。

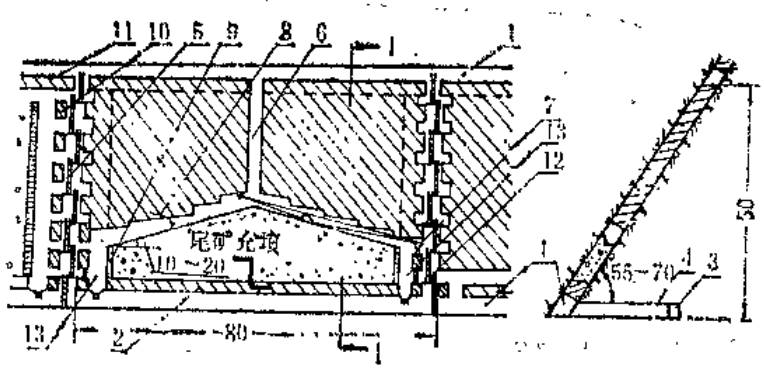


图5—42 倾斜分层干式充填采矿法

1—沿脉运输平巷；2—底柱；3—脉外运输平巷；4—运输横巷；5—人行通风天井；6—充填天井；7—电耙绞车；8—凿岩机；9—隔墙；10—间柱；11—顶柱；12—振动放矿漏斗；13—贮矿溜井

矿房拉底后，正对充填天井，将矿房分成两翼，每翼又分成高2～2.5m，长3～5m的倒台阶状回采工作面，浅眼落矿回采，每次爆下的矿石用安在人行天井硐室中的电耙绞车将1／3耙到溜矿井放出，待一翼整个回采分层采完后，余下的矿石一次集中耙完。

贮矿溜井安振动出矿机，随隔墙加高而接长。隔墙厚1.2m，砌墙石块取自采场。隔墙加高后，将尾矿由充填天井放到采空区充填，用电耙耙平。

干式充填法，对充填料无严格要求，回采率高，不需大型设备，但产生粉尘，污染井下空气；劳动强度大；充填不致密，充填体沉缩大；工艺复杂，劳动生产率低，适于小型矿山采用。

四、胶结充填采矿法

胶结充填采矿法，随着矿房的回采，用低标号混凝土充填采空区，凝固形成足以控制地压防止地表下沉的充填体，为矿柱回采创造有利条件。矿房和矿柱尺寸，除考虑矿石、围岩稳固性外，还必须考虑胶结充填成本较高这一因素。在矿岩稳固性允许的条件下，只要胶结充填体能保证矿柱安全回采，矿柱尺寸可比矿房尺寸大些。

图5—43为矿块直交矿体走向布置的上向水平分层胶结充填采矿法典型方案。其结构要素为：段高50～60m，矿房宽8～10m，矿房回采，用上向浅眼自下而上逐层爆破落矿，用水平眼爆破压顶，以保矿高度和工作面整齐、稳定。采下矿石用电耙或无轨出矿设备运到溜矿井放出，整个分层矿石全部采下放出后，进行充填。出矿溜井和人行天井，在回采过程中顺路架设模板，随空区充填而接长。接顶充填，务必充填密实，以防地表下沉。

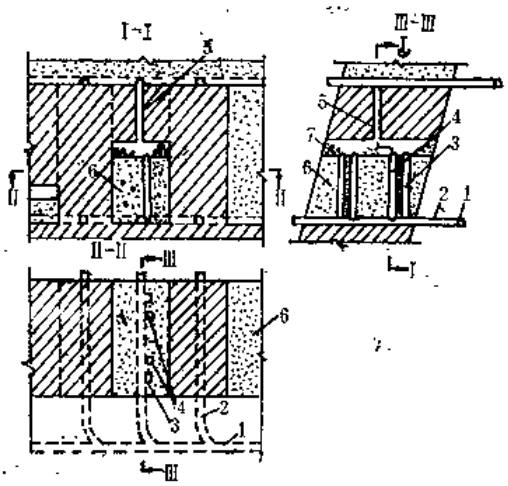


图5—43 上向水平分层胶结充填采矿法

1—运输平巷；2—运输横巷；3—人行井；4—出矿溜井；5—充填井；6—混凝土充填体；7—采下矿石

胶结充填料，用400* 以下普通硅酸盐水泥做胶凝材料，用粒径5～50mm的碎石、卵石做粗骨料，用粒径0.15～5mm的尾砂、河沙做细骨料。粗细骨料配比为2∶1，水灰比（水与水泥重量比）控制在1∶1.6，配制的混凝土标号在100* 左右，既有一定的流动性，便于管道输送，又能较快地凝固成有一定强度的充填体，能有效地控制地压。

胶结充填料，可用混凝土搅拌机地面连续集中制备，管道输送。或者将骨料运到充填地点附近，与来自地面制好的水泥浆搅拌制备，以缩短输送距离，用矿车或电耙输送。

胶结充填采矿法，是近20年来发展起来的一种采矿新工艺，虽尚有回采工艺复杂，劳动生产率低等尚待改善的问题，但回采率高，利于矿柱回采，用于开采贵重、高品位矿石以及地表不允许陷落的矿体，是一种行之有效的采矿方法，很有发展前途。

五、其他充填采矿法简述

1．整式选别充填采矿法 本采矿法用于开采优质纤维石膏、泥质石膏及夹石层呈互层产出的水平、极缓倾斜石膏薄矿体，其采准切割布置如图5—44所示，在主要运输平巷1的上（下）斜方向每隔400m掘进上（下）山3，将矿体上（下）斜部份划分成400×400m²的盘区，并平行于主要运输平巷掘进盘区运输平巷4，将盘区划分为宽60m

的矿壁。为回工作面通风，在主要运输平巷1上方掘进一条与之相平行的通风平巷2，用通风联络道6与盘区连通。

为开辟壁式回采工作面5，在盘区中央掘进切割巷道，而后割岩掏槽，爆破落矿，

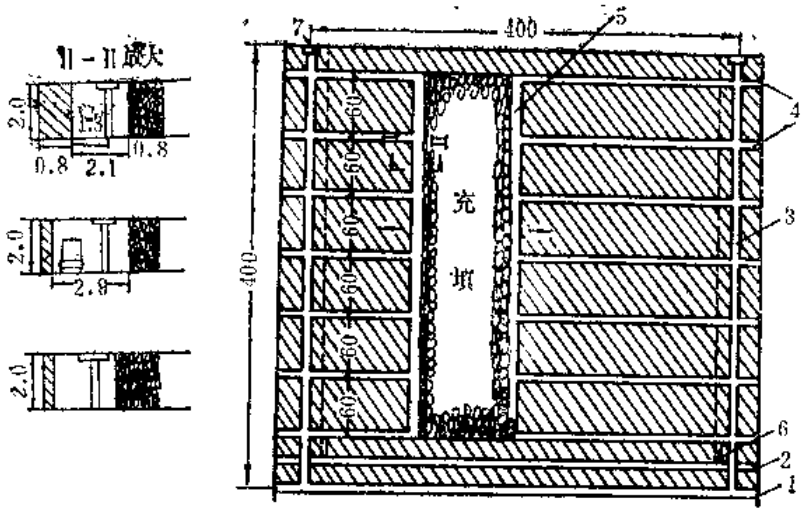


图5—44　沿走向推进壁式选别充填采矿法

1—主要运输平巷；2—通风平巷；3—上山；4—盘区运输平巷；5—长壁工作面；6—通风联络道；7—绞车硐室

工作面选出优质纤维石膏，劣质泥膏和夹石充填采空区。这种采矿方法，我国石膏矿山应用较多。

2．水力充填采矿法　这种采矿方法的结构、落矿和出矿作业，与干式充填采矿法没有区别，但充填工艺及充填料输送则截然不同。根据充填料的不同，水力充填采矿法分水砂充填采矿法和尾砂充填采矿法。前者用天然砂、石等做充填料，后者用选矿厂的尾矿做充填料，其充填系统如图5 — 45所示。鉴于水力充填采矿法的落矿、出矿作

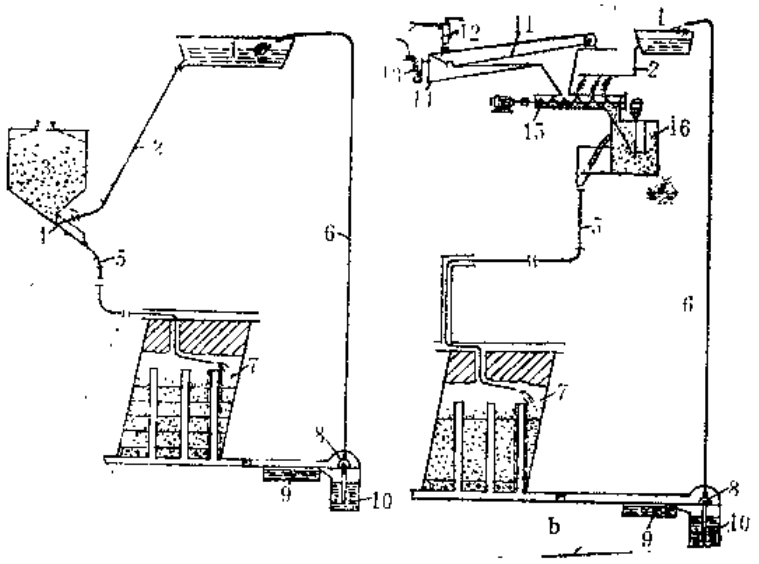


图5—45　水力充填工艺流程示意图

a—水砂充填；b—尾砂充填

1—贮水池；2—供水管；3—矿仓；4—注砂室；5—充填管道；6—排水管；7—充填采空区；8—水泵；9—沉淀池；10—水仓；11—电耙；12—水力旋流器；13—溢流砂水井；14—尾砂池；15—螺旋给料器；16—搅拌池

业与干式充填采矿法相同，故下面仅就上向水平分层水砂充填采矿法（图5—46）的充填工艺重点叙述。

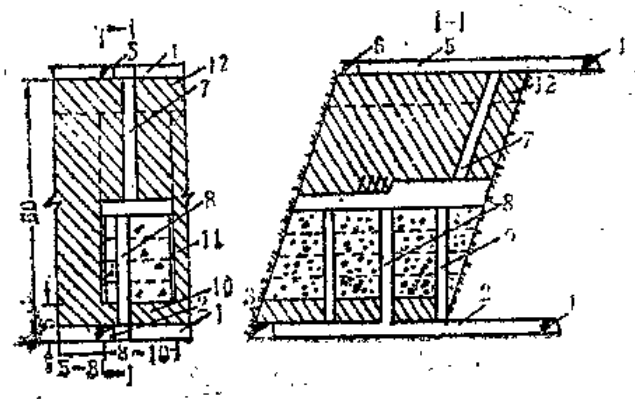


图5—46　上向水平分层水砂充填采矿法

1—脉外运输平巷；2—运输横巷；3—沿脉运输平巷；4—脉外回风平巷；5—回风平巷；6—脉内回风平巷；7—充填天井；8—人行溜水井；9—出矿溜井；10—底柱；11—隔墙；12—顶柱

本方案采用环形采准。充填天井80～90°，靠下盘掘进，其内安装充填管道和人行梯子，是矿房的安全出口之一。

人行滤水井，方形断面，用于人员进出回采工作和充填料脱水，用混凝土预制件砌成，预制件间留有50～100mm的间隙，其外包麻袋布等滤水编织物（图5—47），用铁丝箍紧，便于滤水。人行滤水井也是安全出口，又与充填天井形成风流通道。

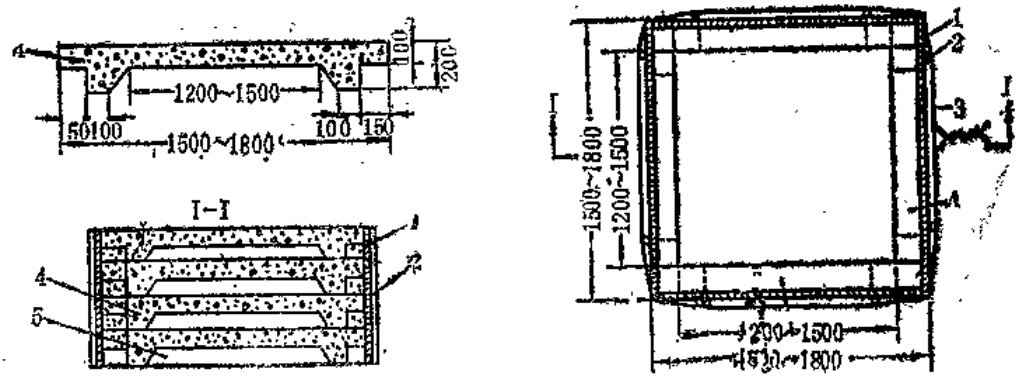


图5—47　人行滤水井结构

1—麻袋布；2—木压条；3—箍紧铁丝；4—混凝土预制件；5—间隙

采空区充填，需事先将砂、石等充填材料与水混合成浓度适当的砂浆，用充填管路输送到采空区，经脱水后形成坚实的充填体，支护采空区。滤出的水，经水沟流入沉淀池沉清后，排到地面贮水池（图5—45），循环使用。

充填砂浆，多采用管道自流输送，其所能到达的范围及输送的难易程度，通常用充填倍线表示，即：$N=\frac{\Sigma L}{H}$

式中：N--充填倍线；ΣL--砂浆输送管路总长，m；H--管道自流输送的自然压头

（管路入口处到出口处的垂高），m。

自然压头一定，输送管路短，充填倍线小，砂浆流速快，输送容易；充填倍线过小，管路磨损加剧，振动大，输送效果反而不佳。充填倍线，随充填作业地点向前移动而增大，当充填管路达到一定长度后，即充填倍线达到一定值后，会出现砂浆流速太慢，输送困难，甚至堵管。因此水力充填倍线，一般为6～8，超过此值，则应采用砂泵加压输送。

六、矿柱回采

充填采矿法留下的矿柱，其变形、破坏很小，回采条件比敞空矿房的矿柱回采好得多，一般用上向分层充填采矿法、分层崩落采矿法回采。胶结充填采矿法的矿柱用大直径深孔球形药包倒漏斗爆破采矿法回采，尤为安全可靠，回采率高，国内外已广泛应用。

七、充填采矿法评述及适用条件

充填采矿法，回采率高，使用灵活，能适应形状复杂的矿体。水力充填体和胶结充填体致密坚实，沉缩小或不沉缩，能有效地控制地压，防止地表移动。选别充填采矿法，贫化率低，夹石就地充填，综合经济效益好。

充填工艺复杂，采矿效率低。充填设施多，投资大；充填料采掘、加工、制备、输送麻烦，特别是水力充填，还使井下排水量、排泥量增加，影响作业条件。此外，本法采矿成本高。

充填采矿法适于开采矿石稳固、围岩不稳固的高品位矿石和稀有贵重矿石的矿体和地表不允许陷落的矿山。矿石、围岩均不稳固亦可使用，此时可采用下向分层回采方案。

第八节　崩落采矿法

一、概述

崩落采矿法，与空场法、充填法截然不同，是一种崩落顶板或围岩管理地压的一种采矿方法。根据围岩崩落特征，有围岩崩落采矿法和矿石围岩崩落采矿法。前者矿石在人工支护下采出，顶板或两盘围岩随后崩落；后者顶板与两盘围岩随矿石崩落而崩落，采下的矿石在崩落岩石覆盖下放出。顶板、围岩不稳固和地表允许陷落是本方法的主要适用条件。

根据回采工艺，本类采矿法有全厚一次崩矿、分层崩落、分段崩落和阶段崩落等崩落采矿法。本节重点论述长壁式崩落采矿法、有底柱和无底柱崩落采矿法。

二、长壁式崩落采矿法

长壁式崩落采矿法（图5—48），用长壁工作面按矿体全厚落矿回采，随着回采工

作面推进，安支柱支护，当工作面推进到一定距离之后，有计划有步骤地回柱放顶，充填采空区。

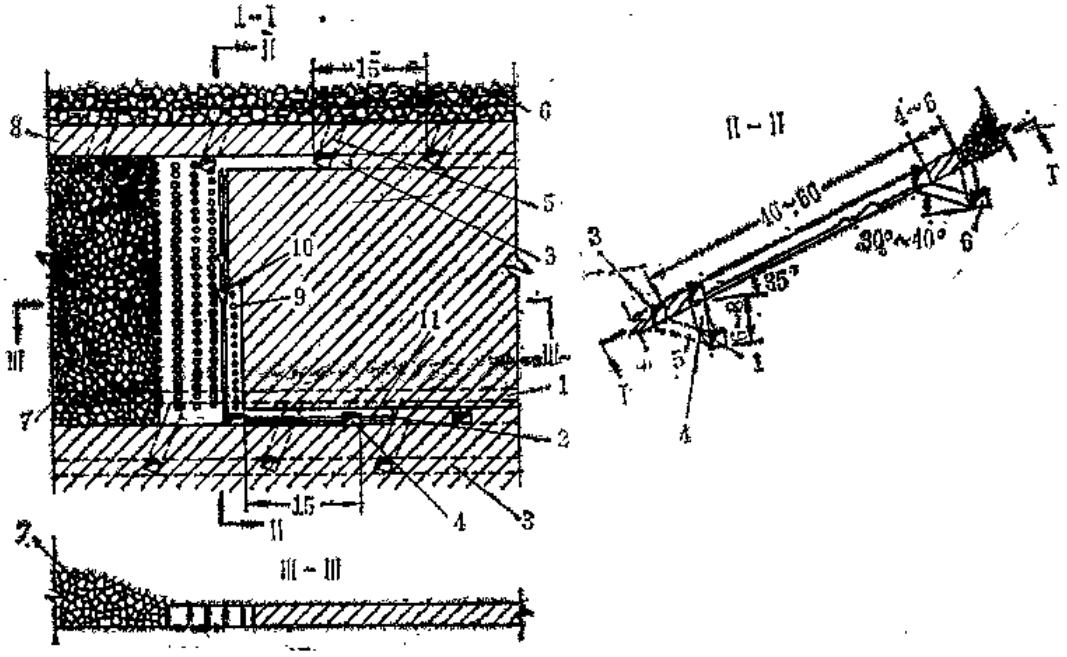


图5—48　长壁式崩落采矿法

1—脉外运输平巷；2—切割平巷；3—脉内回风平巷；4—出矿溜井；5—人行安全斜井；6—脉外回风平巷；7—放顶区；8—顶柱；9—长壁工作面；10—电耙；11—电耙绞车

矿块沿走向布置，其斜长视顶板岩石稳固性和出矿设备的有效运搬距离而定，通常为30～60m，矿块长50～100m，顶、底柱高4～6 m矿块采用脉外采准。每隔15～20m用出矿溜井4将脉外运输平巷1与切割平巷2连通，形成出矿、通风通道。为确保回采工作面通风和建立第二个安全出口，每隔15m用人行安全斜巷将脉、内外回风平巷接通。脉内回风平巷3至少超前回采工作面两个人行安全斜巷掘进。

为开辟长壁工作面，在矿块一侧或中央沿斜长掘进宽2～2.4m、高为矿体厚度的切割上山，只要顶板稳定性允许，工作面尽量按直线式长壁推进，以提高回采强度。本方案工作面呈阶梯状布置，浅眼落矿回采，电耙出矿。



图5—49　回采工作面支护示意图

工作面顶板，随暴露时间延长下沉甚至冒落，为有效地控制顶板，要及时架设戴帽立柱支护（图5—49）。随着顶板暴露面不断扩大，工作面地压也随之增大，甚至压断支柱，危及生产。为保证回采正常进行，要及时放顶，处理采空区。为确保顶板切断，崩落的岩石又不涌入工作面，要加密预计切顶线支柱（图5—50），而后用回柱绞车沿倾斜方向由下而上、沿走向方向由崩顶区向工作面依次回柱放顶，必要时，可用炸药炸断支柱放顶。如顶板回柱后不易自行塌落，则事先在切顶支柱外0.5m处向回采工作面推进方向钻凿一排60°的炮眼（图5—51），爆破强制放顶。一次放顶宽度，即两排切顶支柱的间距，叫放顶距，一般为2～4 m。放顶

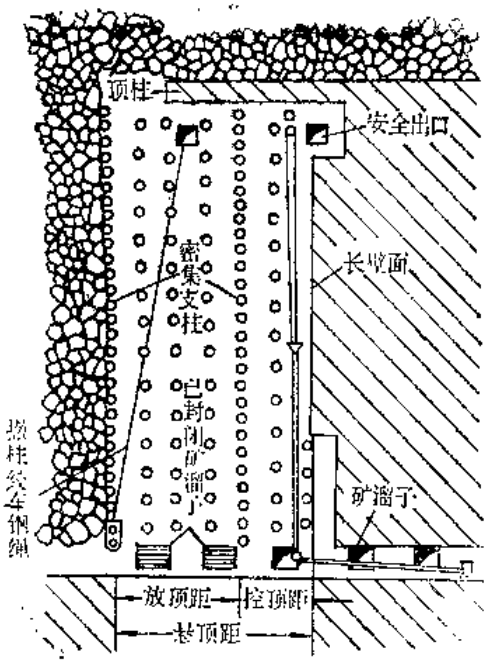


图5—50 放顶示意图

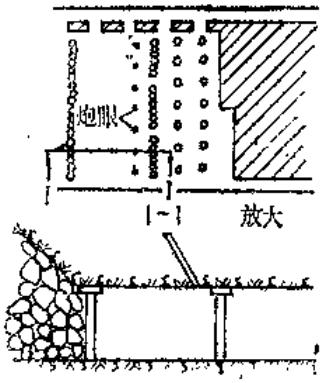


图5—51 爆破强制放顶示意图

后，为进行正常回采作业所必需的最小工作空间宽度，叫控顶距，此距离不得小于2 m，一般为2～3排支柱的距离。放顶前，顶柱的最大暴露宽度叫悬顶距。顶板的暴露面积没有达到这个宽度时，不应出现顶板裂缝、支柱发出劈裂声等任何冒顶预兆。

回采过程中，新鲜风流由运输水平经未使用的出矿溜井进入回采工作面，污浊空气经人行安全斜巷和回风平巷排出。

长壁式工作崩落采矿法，通风条件较好，工作面能选别回采；坑木消耗大，回采工作组织及顶板管理复杂，支柱运搬及架设劳动强度大。

本采矿方法除要求板顶易于崩落、地表允许陷落外，主要用于开采倾角35°以下、厚3～4 m的沉积层状矿体。

三、有底柱分段崩落采矿法

阶段划为分段，自上而下逐断回采，矿石通过分段底部漏斗出矿系统放到阶段运输水平装车运出，上盘围岩（或顶板）随着矿石放出而崩落，实现地压管理。这种采矿方法叫有底柱分段崩落采矿法（图5—52）。

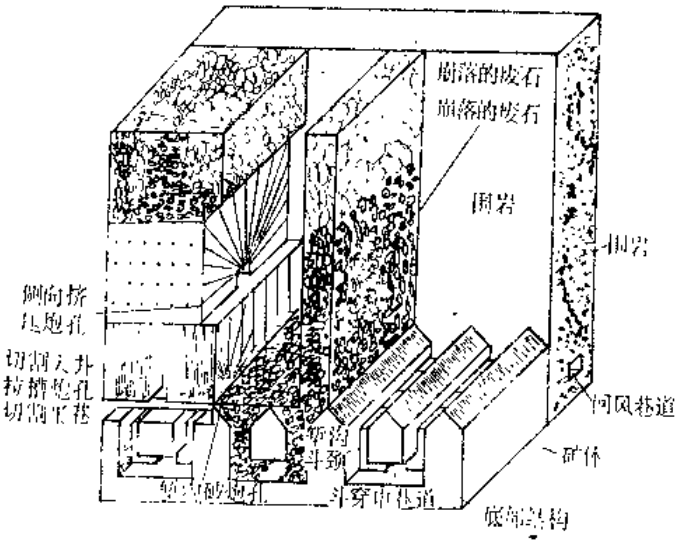


图5—52 有底柱分段崩落采矿法立体图

分段回采，为充分利用挤压爆破，现场多用垂直深孔落矿，其典型方案如图5—53所示。阶段高40～60m；分段高10～25m，视凿岩设备凿岩能力而定；分段底柱高度：急斜矿体，漏斗受矿电耙出矿时，高5～7m；堑沟受矿时，高10～11m。

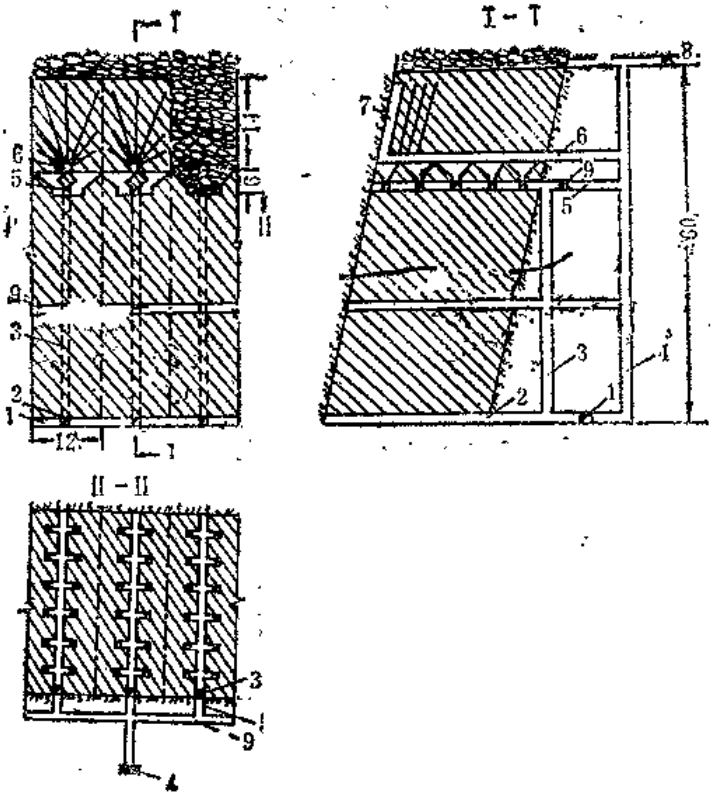


图5—53 垂直深孔落矿有底柱分段崩落采矿法

1—阶段运输平巷；2—运输横巷；3—出矿溜井；4—人行通风天井；5—电耙道；6—凿岩横行；7—切割槽；8—回风平巷；9—分段平巷

矿块脉外采准，由脉外运输平巷1每隔10～12m掘进运输横巷2直抵上盘，人行通风天井4与回风巷道8相通。三条电耙道5均有出矿溜井3直通阶段运输横巷2，每个分段用分段平巷9与电耙道连通。凿岩横巷6布置在电耙道上方。

切割槽7掘好后，在凿岩横巷6钻凿上向垂直扇形深孔落矿，崩落的矿石经漏斗进入电耙道，再由电耙耙至出矿溜井溜到运输水平装车运出。

为使矿石破碎均匀、大块少，采用侧向挤压爆破落矿（图5—54）。为此，邻近爆破自由面必须有一个厚度相当、能为挤在爆破获得补偿空间的松散矿岩层，并正确进行多排孔微差爆破。一次崩矿层厚度，以10～20m为宜，否则，松散矿岩层会产生“过挤压”，爆破时得不到足够的补偿空间，于提高爆破质量不利。每次爆破，必须放出15～20%的矿量，使被挤紧的崩落矿石得到均匀松动，为后续挤压爆破提供补偿空间。

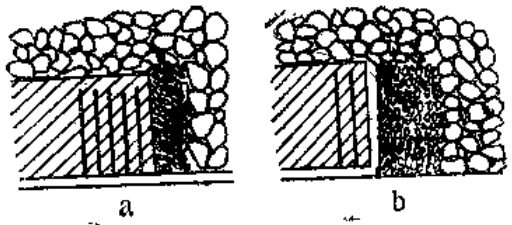


图5—54 侧向挤压爆破落矿示意图

a—爆破前；b—第一排孔爆破后

采场崩下的矿石，在上覆崩落破碎岩石层及矿石作用下放出，随着矿石的放出，上覆破碎岩石层也随之向下移动。为此同时，两盘围岩则随之而崩落，填充采空区，并不断补充覆盖破碎岩石层。由于矿石是在与破碎岩石接触条件下放出，故放矿过程中，不可避免有废石混入矿石，导致矿石贫化。有时会因各种原因矿石放不出来，导致矿石损失。因此，要了解、掌握放矿过程中矿岩移动规律，以正确指导放矿，使矿石损失和贫化降低。

模拟放矿和生产现场观测证明：每次从单个漏斗放出的矿石，是从近似椭球状的体积中放出来的，而不是从这个椭球体以外放出的。这个椭球体，叫放出椭体，如图5—55之a所示。实验证明：放出椭球体表面上所有矿石颗粒同时到达漏斗口而放出，在向下移动过程中，其相关位置不变。这是椭球体放矿的重要理论基础。

放矿过程中，随着放出椭球体内矿石的放出，其周围一定范围内的松散矿岩随之发生二次松散并向放出椭球体移动，占据放出矿石原来所占的空间，松散范围之外的矿岩，仍静止不动，二次松散移动范围也是一个近似椭球体。这个椭球体叫松动椭球体，如图5—55之b所示。

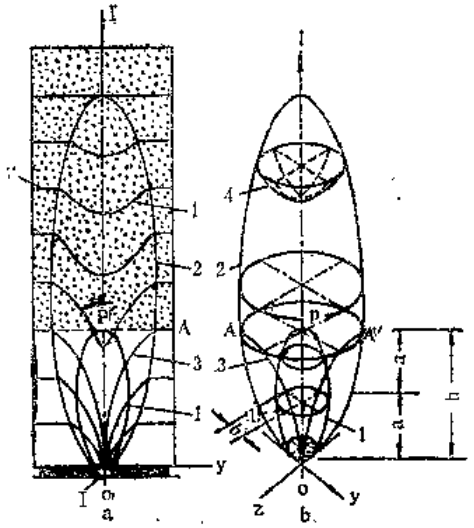


图5—55 放出椭球体、松动椭球体和废石漏斗

1—放出椭球体；2—松动椭球体；
3—废石漏斗；4—移动漏斗；
h—崩落矿石层高度；a—放出椭球体长半轴；
b—放出椭球体短半轴；A—A′—矿岩接触面；
I—放出漏口；Ⅱ—彩色标志带

放矿时，放出椭球体任意水平上矿石颗粒的移动速度，以漏口中心线上的颗粒速度最大，中心线两边的速度递减。放矿时，矿岩接触面上的矿石，以不同速度向漏口移动，逐渐形成漏斗状，当A—A′水平面和轴线交点上的颗粒P到达漏口时，表明与崩落矿石层高度相等的放出椭球体内的纯矿石已经放完，此时矿岩接触面形成的漏斗3装满废石，叫废石漏斗。若继续放矿，废石和矿石相混同时放出，产生贫化。

生产实际中，矿石是通过相邻多漏斗放出，其移动规律视放矿漏口间距不同而异。

放矿漏口间距大于松动椭球体短轴（图5—56之a）时，与崩落矿石层高度相等的

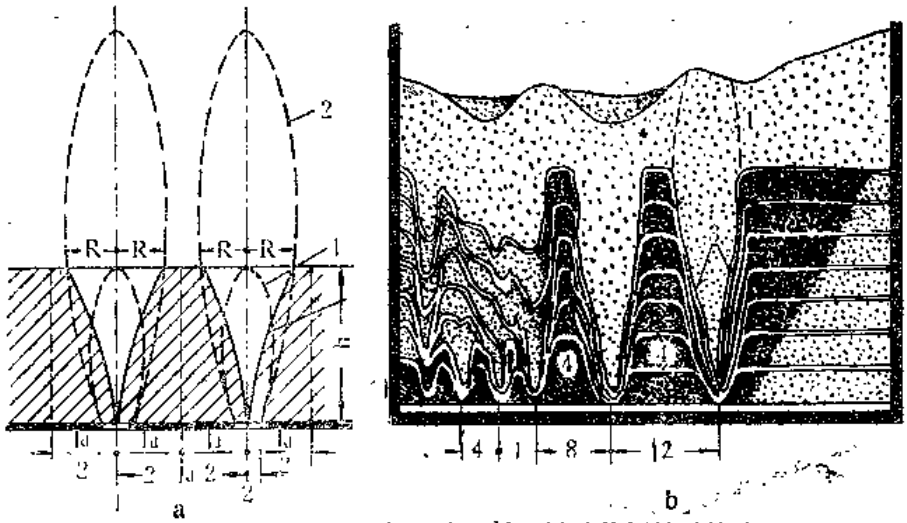


图5—56 放矿漏口间距大于松动椭球体短轴时放矿

a—矿石移动规律；b—脊部矿石损失

1—放出椭球体；2—松动椭球体；3—废石漏斗；4—脊部矿石损失；h—崩落矿石层高度

放出椭球体内的矿石全部放出后，相邻松动椭球体和废石漏斗互不相交，互不影响，各漏斗仍属单独放矿，漏斗脊部残留大量矿石放不出（图5—56之b），矿损较大，放矿很不理想。

放矿漏口间距等于松动椭球体短轴（图5—57）时，与崩落矿石层高度相等的放出椭球体内的矿石放出后，相邻松动椭球体正好相切，与其相应的废石漏斗在矿岩接触面处相交，各漏斗仍属单独放矿，脊部仍有残留矿石损失，但比前者小，亦属不理想放矿。

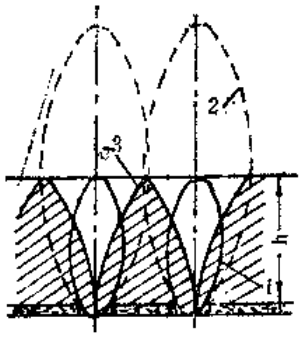


图5—57 放矿漏口间距等于松动椭球体短轴时矿石移动规律

1—放出椭球体；2—松动椭球体；3—废石漏斗

放矿漏口间距小于松动椭球体短轴时，放矿过程中，相邻松动椭球体在崩落矿石层内相交，互相作用，使矿岩接触面保持水下降。随着矿石的放出，崩落矿石层随之降低，最后漏斗脊部残留的矿量比前两者少得多，放矿效果最好。

由上述可知，正确确定放矿漏斗的参数，是获得理想放矿效果的前提，采取正确的放矿措施，也极为重要。按漏斗顺序，逐个等量放矿，上覆破碎岩层与崩落矿石接触面呈水平均匀下降。这种等量顺序放矿制度，矿损矿贫小，现场使用很广。

本采矿方法的地压管理，是围岩随着矿石的放出自行崩落，形成上覆破碎岩层，当其厚度达到15～20m以上时，回采下分段才会安全。

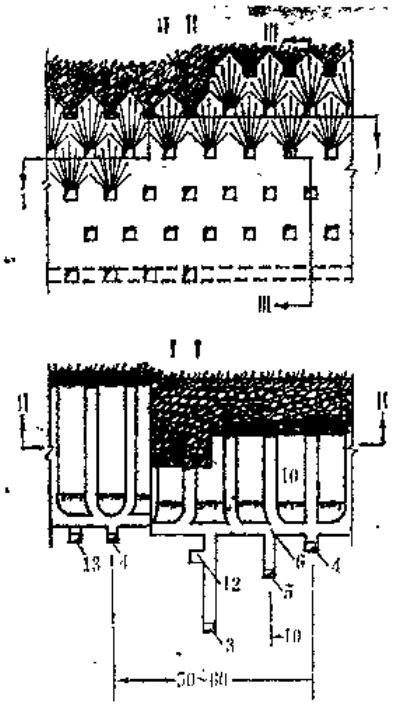
有底柱分段崩落采矿法，回采强度大，劳动生产率高，材料消耗少，采矿成本低，但采准工程量大，矿损矿贫高，生产管理比较复杂。

本采矿法的适用条件，除上盘围岩不稳固和地表允许陷落外，主要适于开采矿石不贵重、及中等稳固以上的中厚急倾斜矿体和缓倾斜厚大矿体。

四、无底柱分段崩落采矿法

采用平底出矿系统，分段自上而下用回采巷道逐段回采，无轨设备出矿，是无底柱分段崩落采矿法的基本特征。

图5—58所示为矿块沿走向布置的无底柱分段



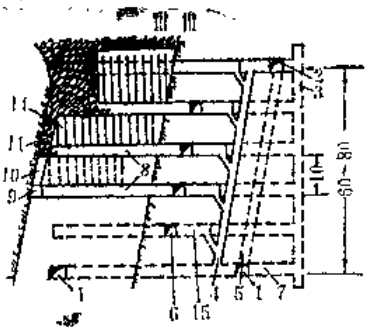


图5—58 无底柱分段崩落采矿法示意图

1—运输平巷；2—回风平巷；3—设备井；4—放矿溜井；5—通风天井；6—分段出矿平巷；7—设备井联络道；8—回采巷道；9—切割巷道；10—切割天井；11—切割立槽；12—机修硐室；13—废石溜井；14—扇形深孔；15—卸矿道

崩落采矿法典型方案，其结构要素已于图示。放矿溜井4、设备井3、通整天井5和废石溜井13均布置在脉外，各分段的出矿平巷6，用卸矿道15与放矿溜井4连通，以备回采出矿。

本采矿方法，机械化程度高，无轨采矿设备使用较多，分段间转移频繁，人员材料经常进出。为满足这些要求，可每隔150～300m布置转运采矿设备的盲竖井，兼作人员上下和运送材料。大型矿山，设备转移和人员上下，分别设专用井，也可自地表掘进斜坡道通达各分段，或在各分段之间掘进供设备转移的辅助斜坡道（图5—59）。

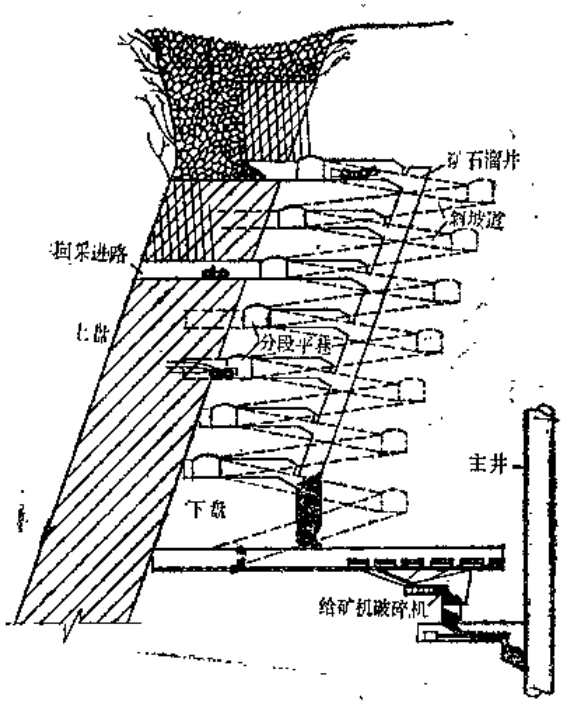


图5—59　各分段用辅助斜坡道连接示意图

回采巷道是无底柱分段崩落法凿岩、落矿和出矿的作业巷道。同一分段内的回采巷道应平行布置（图5—58），其间距略小于分段高度，一般为8～10m。上、下分段的回采巷道，应严格按菱形交错布置（图5—60），这样，上分段未放出的矿石，处于下分段对应回采巷道的放出椭球体范围，可在用该巷道回采的过程中放出，放矿效果好。

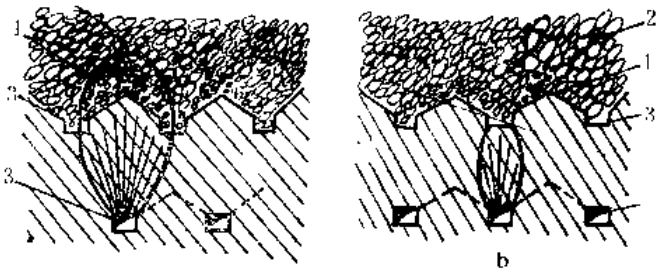


图5—60　上下分段回采巷道布置方式

a—交错布置；b—垂直布置

1—回采巷道脊部损失；2—崩落的围岩；3—回采巷道

分段回采，先自分段出矿平巷6每隔10m掘进称之为进路的回采巷道8，并在其末端开掘切割立槽11，为回采开辟落矿自由面和补偿空间。工作面凿岩，用凿岩台车钻凿上向扇形中深孔，侧向挤压爆破落矿。崩落的矿石，在崩落废石层覆盖下，自回采巷道端部自溜到巷道底板上，再用铲运机运到放矿溜井。随着矿石的运出，矿石和覆盖废石层不断向下移动，当运出一定矿量以后，矿、岩接触面便降到出矿口前端，贫化开始。若继续装运，则是贫化矿石。当放出的矿石品位只有截止品位时，停止出矿。

随着矿石的不断放出，围岩自行崩落，填充采空区，形成废石覆盖层，使地压得以控制，采空区得到处理。

端部出矿，出矿口前端是崩落的松散矿岩，出矿时，放出椭球体可充分地得到发

育，但出矿口顶部，系尚未采下的不同倾角的矿石端壁（图5—61）崩落的矿石自回采巷道端部放出时，必然要受到端壁的阻碍，故放出椭球体发育不完全，其发育程度与端壁倾角有关；端壁前倾，放出体积最小；端壁后倾，放出体积最大；端壁垂直，放出体积介于前两者之间。

端部放矿，每次出矿后，回采巷道正面都要留下一斜条矿石被废石覆盖放不出而损失，叫正面损失（图5—62）。

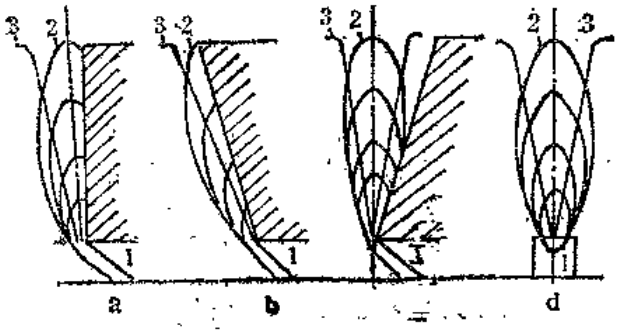


图5—61 端部放矿矿石移动规律示意图

a—端壁垂直；b—70°端壁；C—105°端壁；
d—a、b、c三种端壁时垂直回采巷道剖面；
1—回采巷道；2—放出椭球体；3—废石漏斗

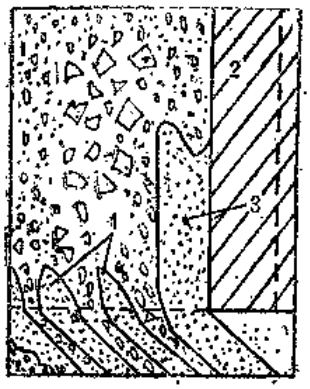


图6—62 正面损失示意图

1—正面损失的矿石；2—端壁；
3—崩落的矿石

为减小正面损失，崩矿步距要合理。崩矿步距，也叫放矿步距，是指回采巷道中每次爆破落矿的厚度。合理的崩矿步距，应通过生产实践确定，一般为1.8～2.5m。

无底柱分段崩落采矿法，回采作业都在独头巷道进行，回采工作面通风困难，为改善通风条件，除尽量采用脉外采准和利用矿井总通风外，还需采取加强通风（图5—63）。此外，尚可采用双巷同步回采高端壁爆堆通风（图5—64），其实质是：两条回

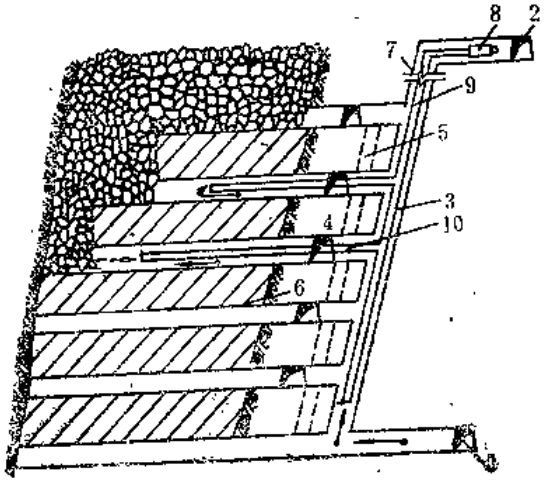


图5—63 矿块通风示意图

1—阶段运输平巷；2—回风平巷；3—通风天井；
4—分段出矿平巷；5—放矿溜井；6—回采巷道；
7—隔风墙；8—风扇；9—主风管；10—分支风管

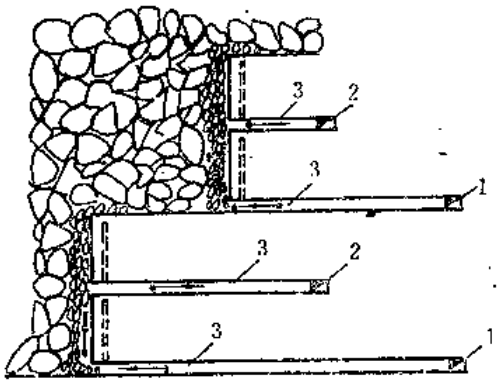


图5—64 双巷同步回采高端壁爆堆通风示意图

1—进风平巷；2—回风平巷；
3—回采巷道

采巷道 3 同步回采，一条与进风平巷 1 相连，另一条与回风平巷相连，爆破前，新鲜风流在增压风机作用下，由进风平巷 1 进入下部回采巷道工作面，爆破后，炮烟经爆堆孔隙进入上部回采巷道，由回风平巷 2 排出。

无底柱分段崩落采矿法，结构简单，没有复杂的底部出矿系统和安全性差的矿柱回收，作业安全，很少卡漏堵塞，回采强度大，工作面可选别出矿和剔除夹石，采准探矿紧密结合，但回采工作面通风条件差，矿损、矿贫大。

本采矿方法的适用条件与有底柱分段崩落法基本相同。

五、其他崩落采矿法简述

除前述应用较广的几种崩落采矿法外，还有阶段强制崩落采矿法、阶段自然崩落采矿法等，兹简述于后。

1．阶段强制崩落采矿法　整个矿块的矿石，用深孔一次爆破崩落，崩下的矿石，在废石覆盖下放出。这种采矿方法叫阶段强制崩落采矿法回采有水平深孔落矿方案（图 5—65）和垂直深孔落矿方案(图 5—66)。前者需在拉底水平开掘补偿硐室，为崩落矿石碎胀提供补偿空间，其体积视矿石的松散系数而定，一般为崩落矿石体积的20～30%；后者为侧向挤压爆破，爆破质量较好；无轨设备端部出矿，劳动生产率较高。采准比较简单，不需掘进大的补偿硐室。

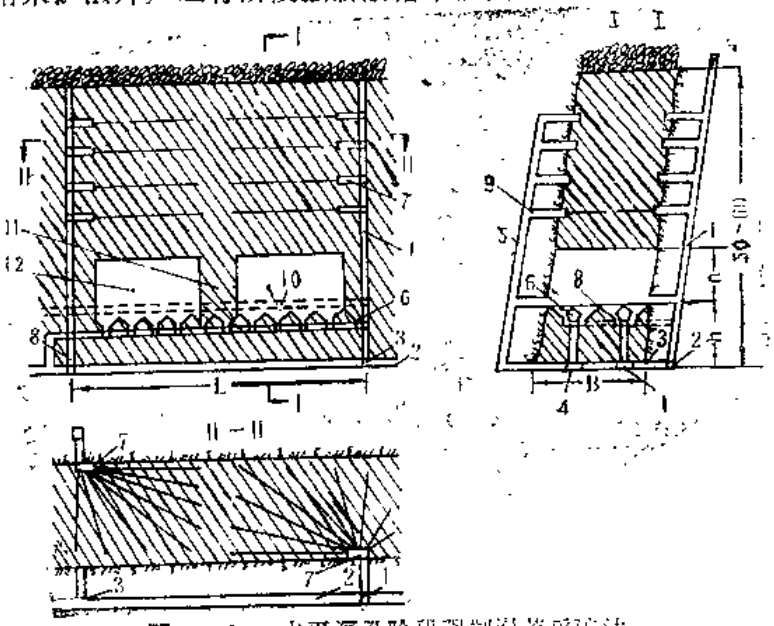


图 5—65　水平深孔阶段强制崩落采矿法

1、5—脉外天井；2—脉外运输平巷；3—运输措施；4—卷内运输平巷；6—电耙道；7—岩石硐室；8—溜矿井；9—联络道；10—拉底平巷；11—临时矿井；12—人行天井

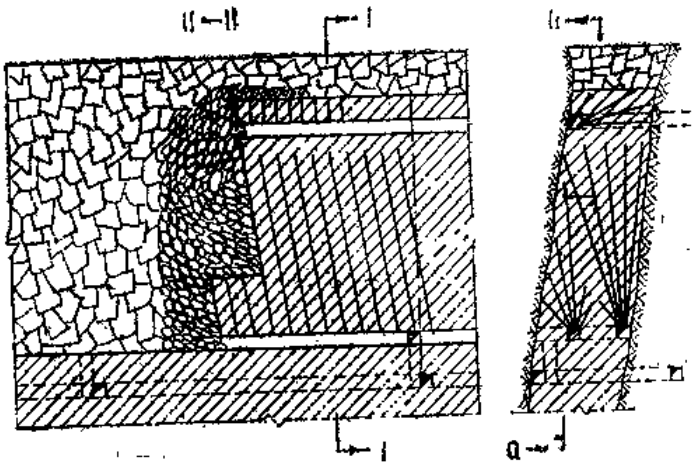


图 5—66　侧向挤压爆破阶段强制崩落采矿法

阶段强制崩落采矿法，作业安全，回采强度大，劳动生产率高，采矿成本低，但采切工程量大，矿石贫化、损失大，放矿管理复杂，放矿时间长，底柱维护困难。

本采矿法主要适用于地

表允许陷落；围岩不稳固，能随矿石的放出而自行崩落；矿石不贵重、不结块、中等稳固到稳固的厚15～20m以上的急倾斜矿体和30m以上的缓倾斜厚大矿体。

2．阶段自然崩落采矿法　在矿块底部，大面积拉底，在矿块侧面掘进垂直和水平割邦巷道，削弱待采矿石与底部及周壁的联系，使矿块内矿石在重力作用下自下而上沿阶段全高自行崩落。这种采矿方法叫阶段自然崩落采矿法（图5—67）。如果割邦工程布置恰当，拉底速度适宜，拉底割邦完成后，矿石就会自然崩落。矿石崩落过程中，控制放矿，可保证矿石破碎质量和正常连续崩矿。

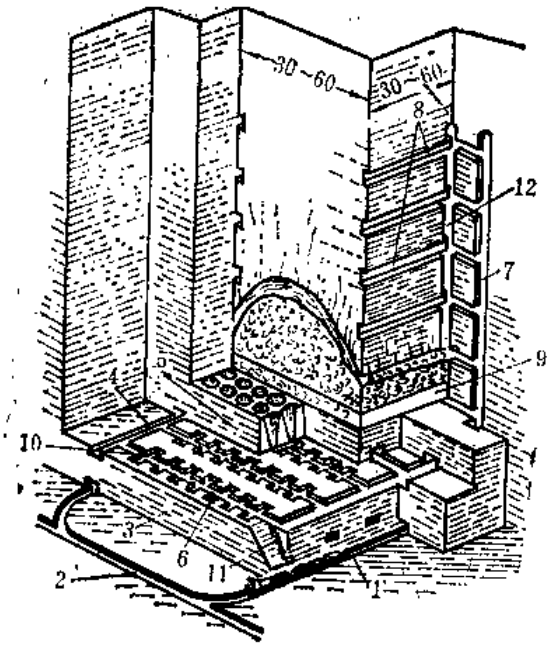


图5—67　阶段自然崩落采矿法

1—装矿横巷；2—运输平巷；3—底柱下部；4—电耙联络道；5—底柱上部；6—斗穿；7—检查天井；8—割邦巷道；9—拉底层；10—电耙道；11—矿石溜子；12—割邦天井

阶段自然崩落采矿法，生产能力大，是成本最低的采矿方法，理想条件下，接近于露天采矿成本。但此采矿方法采准时间长，一次投资大，使用条件严格，自然崩落过程和崩落块度不易控制，矿石贫化、损失大。

本采矿方法适用于：节理、裂隙发育，能以适宜块度崩落；矿石和围岩界限明显，易于分离，围岩能滞后矿石崩落的厚大矿体；地表允许陷落；围岩没有含水层及矿化程度高。

3．进路回采分层崩落采矿法（图5—68）是分层崩落采矿法使用最多的一种方案，其实质是将矿块划为高2～3 m的分层，在假顶保护下，自上而下用进路逐层回采，随着进路矿石的采出，及时架设棚式支架，支护进路。采下的矿石，经小溜井放到贮矿巷

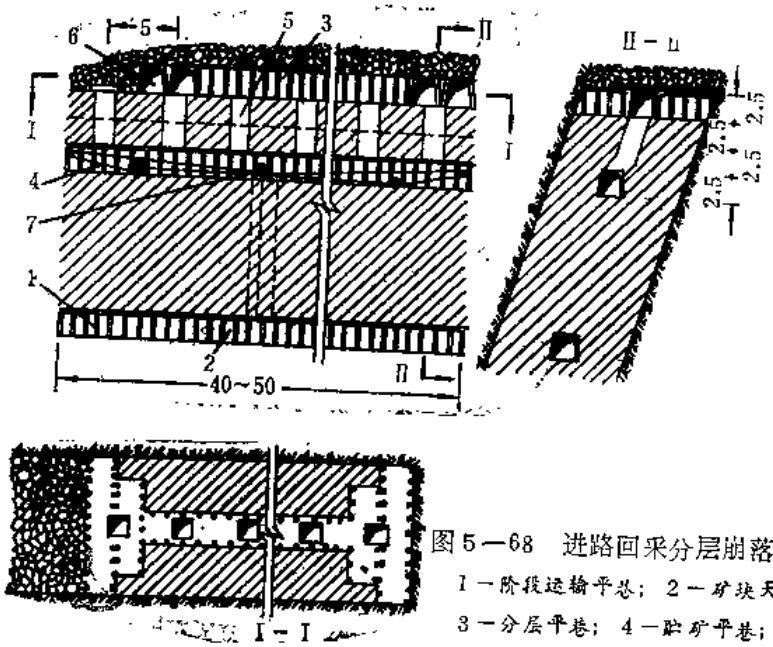


图5—68　进路回采分层崩落采矿法

1—阶段运输平巷；2—矿块天井；3—分层平巷；4—贮矿平巷；5—小溜井；6—进路；7—电耙硐室

道，而后用电耙耙到天井放矿格装车运出。

进路采完后，在其底板上每隔0.3～0.5m铺设长2～3m的圆木地梁，而后在地梁上铺木板、竹笆、荆条笆或金属网等（图5—69）。进路采完之后，回柱放顶，使进路顶板岩石崩落在铺好的垫板上，形成人工假顶（图5—70）。各分层矿石在人工假顶保护下采出。

分层崩落采矿法，是一种回采率高、贫化率低、作业安全的采矿方法。但回采工作面通风不好，回采工艺麻烦，铺设垫板劳动强度大，劳动生产率低，以及坑木消耗量大等严重缺点，故除用于地表允许陷落的矿山开采围岩易于崩落和中等稳固或不稳固的高品位贵重矿石外，一般不多使用。

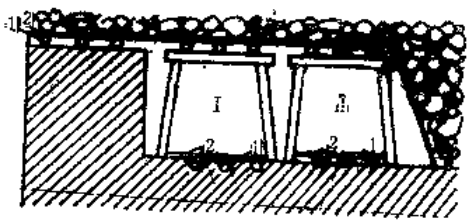


图5—69 垫板铺设示意图

1—圆木地梁；2—木板

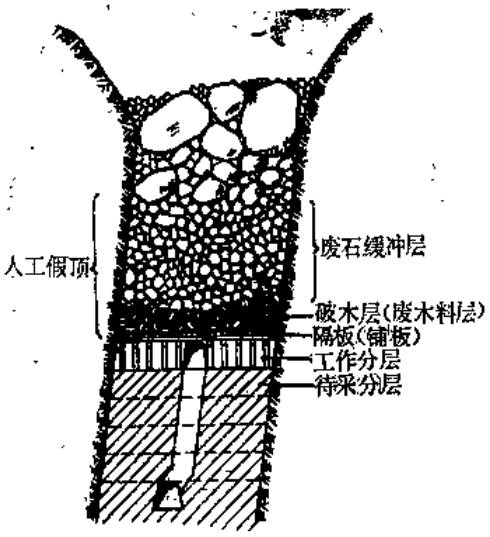


图5—70 人工假顶示意图

第六章　矿井通风防尘

矿井通风防尘工作，在矿山的基建和生产时期都占有重要的地位。在井下，除作业空间有限，与地面连通的井巷少，采掘工作面随时间不断推移，自然条件十分复杂外，还由于生产过程中的凿岩、爆破、装运等作业，产生一些有害气体和矿尘。因此，必须借助扇风机或自然风压，进行矿井通风。

矿井通风的基本任务是：采用安全、经济、可靠的通风方法，保证井下各需风点得到足够的新鲜空气；稀释并排出各种有害气体和矿尘；为井下创造良好的劳动环境。

因而，搞好矿井通风防尘工作，对于保证矿井安全生产和工人健康，提高劳动生产率，具有十分重要的意义。

第一节　矿内空气

一、矿内空气的主要成分及其变化

矿内空气来自地面，而地面空气是由氧、氮、二氧化碳和水蒸汽等气体按一定比例组成的。地面空气进入矿井后，由于开采作业以及矿岩表面氧化，坑木腐烂等原因，致使空气成分发生变化，主要表现为：

（1）空气中氧气含量减少，二氧化碳含量增高；

（2）空气中混入各种有害气体和矿尘；

（3）空气温度、湿度和压力的变化。

地面空气进入矿井后，若组成成分变化不大时，称为矿内新鲜空气；反之，称为污浊空气。

二、矿内空气中的主要有害气体

井下爆破、矿岩氧化与自燃、坑木腐烂、井下火灾等原因，都会产生一些有害气体，如一氧化碳、硫化氢、二氧化硫、二氧化氮等。这些气体都是剧毒的，能引起工人中毒事故。当井下工人发生中毒事故后，应立即将中毒人员抬至新鲜风流的巷道或地面，并根据情况，立即采取急救措施。

1．**一氧化碳中毒**　中毒人员表现的主要症状为：呼吸浅而急促，失去知觉后，两颊及身上有红色斑点，嘴唇呈桃红色。此时，应注意对病员保暖并施行人工呼吸或苏生器输氧。口服生萝卜汁有解毒作用。

2．**二氧化氮中毒**　中毒人员的主要症状为：呼吸困难、剧烈咳嗽、胸痛、呕吐，手指头及头发变黄。此时，对伤员切忌施行人工呼吸。可用拉舌法刺激神经引起呼吸或用苏生器输入不含二氧化碳的纯氧，让伤员自主呼吸。

3．**硫化氢中毒**　中毒人员的主要症状为：呼吸困难、流唾液和清鼻涕，头痛、

呕吐、四肢无力。此时，对伤员可施行人工呼吸或苏生输氧，并可将浸过氯水的棉花或毛巾放在病员的嘴鼻旁或口腔内。

4．二氧化硫中毒　中毒人员的主要症状为：眼睛红肿、流泪、咳嗽、喉痛。此时，可用拉舌或活动上肢法刺激神经引起呼吸。

人体外部器官受硫化氢、二氧化硫刺激后，眼睛可用1％的硼酸水冲洗或明矾溶液冲洗，喉咙则用苏打溶液、硼酸水或盐水漱口。

为了确保工人的健康和安全，国家规定上述有害气体，在矿内空气中不得超过一定的允许浓度：一氧化碳为0.0016％；二氧化氮为0.00025％；硫化氢为0.00066％；二氧化硫为0.0007％。如果超过上述浓度，就要及时采取措施，使其降到规定的数字以下。

三、矿内空气的温度、温度及风速

井下工作面气候条件的好坏，直接影响工人的健康和工作效率。为此，必须给井下创造适宜的气候条件。表示井下气候条件的主要参数是空气的温度、湿度和风速，而气候条件的好坏又取决于三者的综合作用。

井下的最佳气候条件是：保持人体的体温在36.5～37°C，即人体产生与散发的热量保持平衡。否则，就会引起身体不适。

1．矿内空气温度　空气温度是影响井下气候条件的重要因素。温度过高，人体散热困难，会感到闷热；过低，则散热太快，人体过冷，容易感冒。井下最佳温度为15～20°C。

矿内空气温度受地面气温、矿岩性质、通风强度、地热等因素的影响。一般情况下，矿井进风路线的温度随季节变化，回风路线的温度略有下降，但常年变化不大。

2．矿内空气湿度　矿内空气湿度是指空气中所含水蒸汽量而言。在矿井通风中，空气湿度一般用相对湿度表示。井下空气的最佳相对湿度为40～60％。

矿内空气湿度受地面空气湿度，井下淋水等因素的影响。一般情况下，在冬季，矿井进风路线上，进入井下的地面空气，由于温度升高，而湿度饱和能力加大，沿途吸收水分，致使进风井显得干燥；在夏季，情况相反，进风井显得潮湿。但是，如果进风井淋水严重，在冬季也是潮湿的。

3．风速　风速是指井下空气的流动速度，以空气在单位时间内流经的距离表示。风速过低，汗水不易蒸发，体热不能散失，会感到闷热；风速过高，体热散失过快，容易感冒。因此，控制井下空气的流动速度，可以起到调节气候条件的作用。

为了保持井下适宜的气候条件，空气的温度、湿度和风速三者应相互匹配得当。但是，要控制井下空气的相对湿度，是困难的。目前只能从调节气温和风速着手，以改善井下的气候条件。

根据不同的气温所适应的风速如表6—1所示。

表6—1　　空气温度与风速的匹配

空气温度（°C）	风速（m/s）
<15	不大于0.5
15～20	不大于1.0
20～22	不小于1.0
22～24	不小于1.5
24～25	不小于2.0

第二节　矿井通风压力及通风阻力

地面上的空气总是从总能量大的地方流向总能量小的地方，由此而产生风流。任何形式的风流，都是由于能量差引起的。

在矿井通风中习惯于把引起空气流动的能量差称为压差，它是利用扇风机或自然因素的作用，在矿井的进、出风井口造成的。从而迫使地面空气进入井下，并在井巷中流动。

这种压差，叫做通风压力，又称为风压。

一、风流中的各种能量

在风流的任一断面上都具有动能、位能和压能等三种能量。这三种能量的表现形式习惯上分别叫做速压（又名动压）、位压和静压。

1．速压　空气作定向流动时，其动能所呈现的压力称为速压。速压仅作用于风流方向互相垂直或具有一定角度的平面上。速压永远为正，不与管道外同标高的大气压相比较。速压大小按下式计算：

$$h_{速}=\frac{v}{2g}\gamma,\ pa; \qquad (6-1)$$

式中：$h_{速}$——风流的动压，pa；v——风流速度，m/s；g——重力加速度，一般取9.81m/s²；γ——空气重率，N/m³。

2．位压　因空气位置高度不同而产生的压力，即某断面与基准面之间的空气柱在单位面积上所产生的压力，其值等于该断面距基准面之间的垂直高度与该高度内空气平均重率的乘积。

3．静压　静止或流动的空气，由于空气分子间作不规则的运动，对于管道或井巷周壁上所呈现的压力称为静压。

在与风流运动方向平行、垂直或成任何角度的平面上，都会受到静压的作用，且各向同值。不同标高处，静压的大小不同。

由于测算压力的基准不同，同一静压可以用绝对静压或相对静压来表示。

4．全压　风流在某断面的任一测点上只能显现出静压和速压两种压力，这两种压力之和，叫做该断面测点的全压。

风流中任一点压力的测量，通常借助皮托管和压差计进行。当静压用绝对静压表示时，其绝对全压等于绝对静压与速压之和；当静压用相对静压力表示时，由于受扇风机工作方式的影响，其相对全压等于相对静压和速压的代数和。如图6—1表示管道中风流任一点静压、速压、全压的测定布置。

由图6—1可知：

压入式通风时：$h_{全}=h_{静}+h_{动}$　　（6—2）

抽出式通风时：$h_{全}=h_{静}-h_{动}$　　（6—3）

式中：$h_{全}$——相对全压，pa；h ——相对静压，pa；$h_{动}$ ——动压，pa

以前，在矿井通风工程计算中，常采用毫米水柱、毫米汞柱或毫巴作压力单位。根据我国最近统一实行的法定计量单位规定，以上常用单位已被淘汰。采用帕斯卡作压力单位，它们之间的换算关系如下：

$1\ N/m^2=1\ pa$，$1\ mbar=1\times10^2 pa$，$1\ mmHg=133.322pa$

帕斯卡可写作Pa

二、风流中各种能量的变化

单位体积的风流，在一段井巷或一个矿井中，自起点断面到末点断面，为了克服沿途所遇到的各种阻力，风流从外力得到的各断面上的总能量（或称为总压力）会不断的减少。通常把描述这种能量变化规律的数学关系式，称为能量方程。

如图6—2所示，任意风流从断面1—1流向断面2—2。对以0—0水平为基准

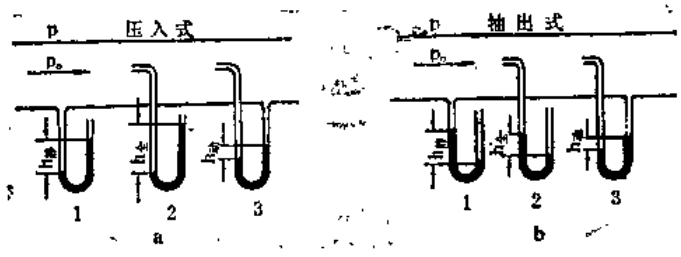


图6—1　管道中风流的点压力

a—压入式通风管道；　b—抽出式通风管道

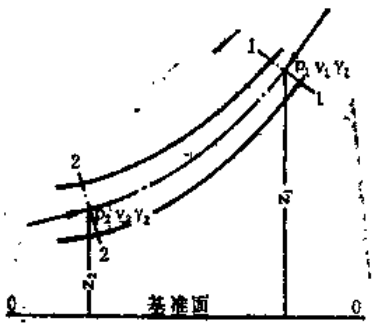


图6—2　风流的能量关系

面来说，断面1—1处的总能量为：$p_1+Z_1\gamma_1+\frac{v_1^2}{2g}\gamma_1$；断面2—2处的总能量为：$p_2+Z_2\gamma_2+\frac{v_2^2}{2g}\gamma_2$。由于断面1—1处的总能量大于断面2—2处的总能量，而产生风流。总能量差为：

$$h_{1,2}=\left(p_1+Z_1\gamma_1+\frac{v_1^2}{2g}\gamma_1\right)-\left(p_2+Z_2\gamma_2+\frac{v_2^2}{2g}\gamma_2\right)\qquad(6-4)$$

上式也可写成如下形式：

$$h_{1,2}=(p_1-p_2)+(Z_1\gamma_1-Z_2\gamma_2)+\left(\frac{v_1^2}{2g}\gamma_1-\frac{v_2^2}{2g}\gamma_2\right) \qquad (6-5)$$

式中：$h_{1,2}$——为1,2两断面间的能量，pa；p_1-p_2——为1,2两断面间的绝对静压差，pa；$Z_1\gamma_1-Z_2\gamma_2$——为1,2两断面上风流对基准面的位压差，pa；$\frac{v_1^2}{2g}\gamma_1-\frac{v_2^2}{2g}\gamma_2$——为1,2两断面间风流的速压差，pa；$v_1$、$v_2$——分别为1,2两断面处风流的平均速度，m/s。

（6—4）、（6—5）两式就是适用于矿井通风的能量方程的两种形式。表明：当风流的起末两断面间，不存在其它外力时，两断面上风流的总能量差，就是两断面间风流的通风阻力或通风压力。或者说，当风流起末两断面间，不存在其它外力时，起末两断面间风流的通风阻力或通风压力，就是起末两断面上风流的绝对静压差，对某一基准面的位压差、平均速压差等三个差值的总和。

能量方程反映了任何一段风流的通风阻力、通风压力和起末两断面能量变化的基本规律，它是研究矿井通风压力与阻力之间的关系以及进行通风阻力测算的理论基础。

三、矿井通风阻力

由于空气具有粘性，当它在井巷中流动时，就必然要克服井巷和其它障碍物的摩擦、阻挡、冲击所产生的阻力，从而引起风流本身的能量损失，由此便造成了矿井或巷道起末两断面间的能量差（又叫做风压降）。因此说，井巷的通风阻力是造成风压降的原因，而风压降则是通风阻力的量度，它们是作用力与反作用力的关系，因次相同，数值相等，方向相反。在计算上，知道了通风阻力的大小，便能确定所需的通风压力。

井下风流的流动过程，就是克服阻力的过程。按通风阻力产生的地点和原因，矿井通风阻力可分为以下三种：

1．摩擦阻力　风流在井巷中流动时与井巷壁相互摩擦，以及克服其本身的粘滞性而产生的阻力，叫做摩擦阻力（又称为沿程阻力）。

摩擦阻力的大小，取决于井巷断面的形状、规格、长度以及井巷壁的光滑程度和风速等因素。摩擦阻力的大小按下式计算：

$$h_{摩}=\alpha\frac{PL}{S^3}Q^2, \qquad (6-6)$$

式中：$h_{摩}$——摩擦阻力，pa；α——摩擦阻力系数，$kg\cdot s^2/m^4$；L——井巷长度，m；P——井巷的周边长，m；S——井巷的净断面积，m^2；Q——井巷中流过的风量，m^3/s。

由上式可知，井巷壁光滑、断面大、巷道短，周边短和风速小，则摩擦阻力就小；反之则大。

2．局部阻力　风流流经井巷中的突然扩大、突然缩小、拐弯以及交岔等处时，由于风流速度或方向突然变化，导致风流本身空气分子间的剧烈冲击而产生的阻力，叫

做局部阻力。

3．正面阻力　风流流经井巷中的障碍物时，由于风速和流向的急剧变化，导致空气分子间的相互冲击而产生的阻力，叫做正面阻力。

矿井总通风阻力等于以上三种阻力之和。其中摩擦阻力约占总通风阻力的80～90%，它是造成风流能量损失的主要因素。

在设计计算中，一般取局部阻力与正面阻力为摩擦阻力的10～20%。

四、降低矿井通风阻力的措施

井巷的通风阻力越大，消耗的风压也越大，从而矿井扇风机的电能消耗增加。因此，在矿井的生产过程中，要尽量降低通风阻力，以减小能耗，其主要方法是：

（1）井巷断面不宜过小，尤其是主要进、回风道，断面要尽可能大些；尽量采用圆形或拱形断面的井巷；尽量缩短风流路线；井巷周壁尽可能光滑；支架排列整齐。

（2）尽量避免井巷的突然扩大，突然缩小；切忌巷道直角拐弯。

（3）保持巷道的清洁；废旧坑木及其它杂物要及时运出；永久性的正面阻力物体做成流线形。

（4）主要井巷内风速不宜过大。

第三节　矿井通风方法及通风设备

为了将地面的新鲜空气不断地输送到井下，并克服井巷阻力而继续流动，使工作面得到所需的风量，就必须在矿井的进、出风井口造成能量差（即通风压力）。有两种方法可以产生这种通风压力，即自然通风和机械通风。

一、矿井通风方法

1．自然通风　凡是利用自然条件产生通风压力，从而促使空气在井巷中流动的通风方法，叫做自然通风。利用自然条件产生的通风压力，又叫做自然风压。它是由于地面温度变化，使得矿井进、出风井内空气温度发生差异，导致空气柱的重量不同而引起的。如图6—3所示的平峒开拓系统中，平峒口2与井口4的标高不同，高差为Zm。由于井外空气柱1—2和井内空气柱4—3的温度不同，则空气柱的重量也就不同，因而两个空气柱对各自的底面上的压力不等，这样就造成了2、3两点间的压力差，从而促使空气流动。

自然风压的大小及风流方向，极不稳定，随季节而变化。在冬季，由于地面温度低于井内温度，则空气柱1—2较空气柱4—3重，故空气由平峒口2进入，流经井筒3—4，最后由出风井口4排出地面；在夏季，风流方向相反；在春秋两季，由于地面和井内温差不大，自然风压很小，有时会造成井下风流停滞现象。在一些高山地区，由于昼夜的温差很大，风流方向昼夜之内都可能改变。

我国高山地区的小型矿山，以及近几年来乡镇企业和个体户兴办的小矿，大多采用自然通风。

2．机械通风　利用扇风机旋转的机械力量，使风机进、出风口两侧产生压力

差，而促使空气流动的通风方法叫做机械通风。

我国大、中型地下矿山都采用机械通风。

二、矿井通风设备

矿井通风设备主要指扇风机，按其作用和服务的范围不同，可分为主要扇风机，辅助扇风机和局部扇风机三种；按扇风机的不同结构，可分为离心式扇风机和轴流式扇风机两类。

1．离心式扇风机　离心式扇风机由工作轮（动轮），螺旋形机壳，吸入口和锥形扩散器等主要部件组成，如图6—4所示。

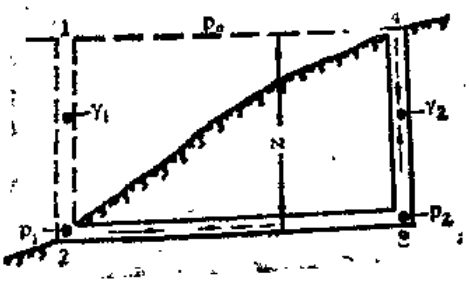


图6—3　自然通风原理图

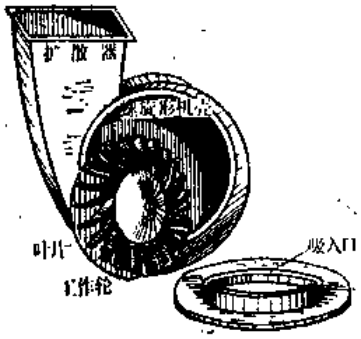


图6—4　离心式扇风机

当电动机带动工作轮旋转时，空气由吸入口沿着扇风机轴平行的方向进入，经直角拐弯，在工作轮叶片之间的空气，随着旋转而产生离心作用，被甩至螺旋形机壳内，最后由扩散器排出。

我国目前生产的离心式扇风机有4—72型，B_4—72型，G_4—73型等。

2．轴流式扇风机　轴流式扇风机由安有叶片2的工作轮1，圆筒形外壳3，集风器4，整流器5，流线罩6和环形扩散器7等部件组成，如图6—5所示。

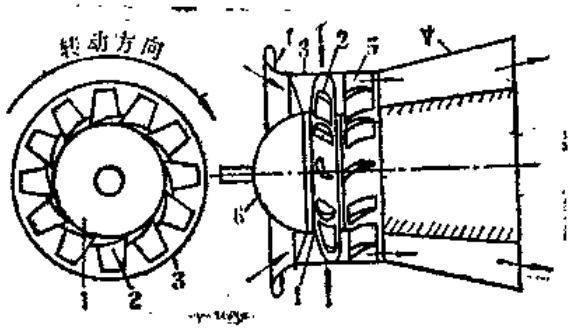


图6—5　轴流式扇风机

1—工作轮；2—叶片；3—圆筒形机壳；4—集风器；5—整流器；6—流线罩；7—扩散器

当电动机带动工作轮旋转时，空气沿扇风机轴的方向进入集风器，叶片将空气抛出，使空气一边旋转，一边沿轴向流动，最后经整流器由扩散器排出。

我国目前生产的轴流式扇风机有70B_2—11和70B_2—21以及62A_{14}±11型等。近年来，正在研制60A_{13}型轴流式扇风机。

离心式扇风机与轴流式扇风机相比较，后者具有效率高、重量轻、叶片的角度可以调整等优点，目前矿山使用较多。但噪音大，维修复杂。如果安装扇风机的风井距工业广场或家属区较近时，常采用离心式扇风机。

三、扇风机的工作方式

根据安装位置的不同，扇风机的工作方式有以下两种：

1．抽出式通风　抽出式通风是把扇风机安装在出风井井口附近，并用风峒与出风井井筒连通，同时把出风井口封闭，如图6—6所示。当扇风机运转后，造成井内空气的压力低于地面空气压力，从而迫使地面新鲜空气从进风井流入井下，再由出风井排出。

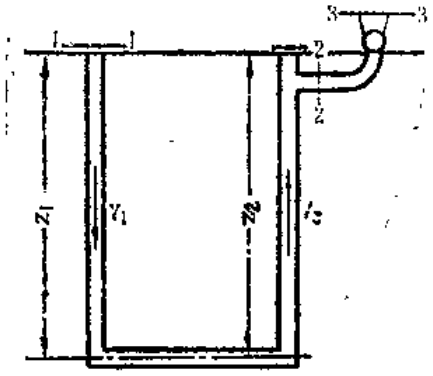


图6—6　抽出式通风

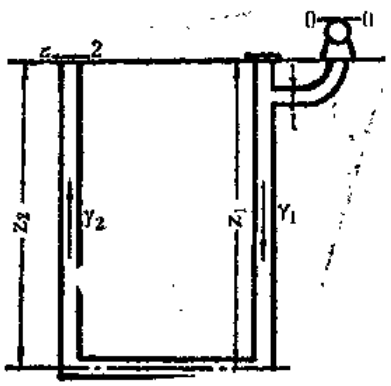


图6—7　压入式通风

抽出式通风时，进风井口的压力就是当地大气压力，而井下任一点风流的压力都小于井外同高度的大气压力，因此，这种通风方式又叫做负压通风。

2．压入式通风　压入式通风是把扇风机安装在进风井井口附近，并用风峒与进风井井筒连通，进风井井口，一般采用密闭式井口房，把井下和大气隔开，如图6—7所示。当扇风机运转后，借助其机械力量，把地面新鲜空气压入井下，迫使井内空气由出风井排出。

压入式通风时，出风井口的压力是当地大气压力，而井下任一点风流的压力都大于井外同高度的大气压力，因此，这种通风方式又叫做正压通风。

矿井通风方式一般都采用抽出式，仅在特殊情况下，浅部可采用压入式通风。

第四节　矿井通风系统

无论是新设计的矿井或生产矿井，其通风方法和通风方式均已定型，但井下的风流路线，则要随采矿方法的改变，采掘工作面和采场的接替而变化。所谓矿井通风系统就是指向井下各需风点供给新鲜空气、排除污浊空气的通风网路；进、出风井的布置方式和通风控制设施的总称。因此，在矿井通风管理工作中，应适应井下条件的变化，安全、经济、合理的拟定、调整井下的风流路线。

一、通风网路的基本形式

在矿井中，风流的引进、分布、汇集和排出，是通过许多彼此连接的井巷进行的。

风流按生产要求的流向，在流动过程中所形成的网状线路，叫做通风网路。由于井下的各种井巷纵横交错，使风流出现许多分支、汇合的情况，因而组成各种不同的通风网路，其基本形式有串联、并联、角联等三种。

1．串联通风网路　如图6—8所示，两条或两条以上的井巷彼此首尾互相连接，中间没有分支连接的形式，叫做串联通风网路，俗称一条龙通风。

串联通风网路的总风阻较大，而且前段巷道的污风又要流向后段巷道，使后面的各需风点难以得到新鲜空气，各采掘工作面无法实现风量调节，因此，应尽量避免串联通风。

2．并联通风网路　如图6—9所示，两条或两条以上的井巷，在某一点分开，

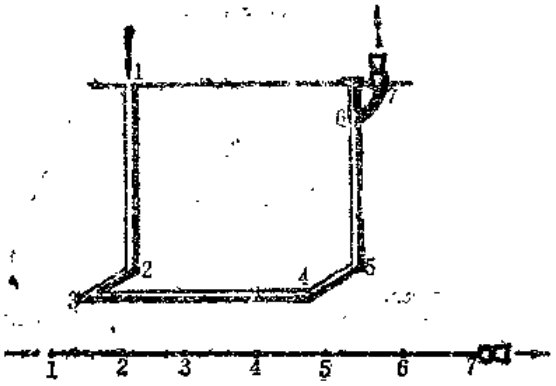


图6—8　串联通风网路

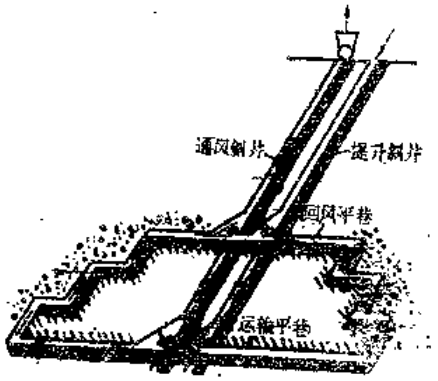


图6—9　并联通风网路

而后又在另一点汇合，中间无交叉巷道的连接形式，叫做并联通风网路。

并联通风网路的总风阻小于任一分支巷道的风阻，各分支巷道的风流是独立的，因此，能保证各采掘工作面都能得到新鲜空气，并能根据生产需要进行风量调节。所以，在矿井通风系统中，应尽量采用并联通风网路。

3．角联通风网路　如图6—10所示，在并联的两条风路之间，还有一条或数条风路与之联通的连接形式，叫做角联通风网路。

在角联通风网路中，对角巷道（图6—10，BC段）的风流方向是不稳定的，它随两侧巷道风阻的比值不同而变化，有时还可能出现无风状态，因此给通风管理工作带来麻烦。在设计通风网路时，应尽量避免采用角联通风网路。

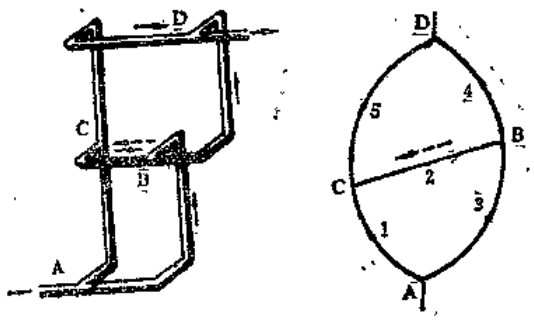


图6—10　简单角联通风网路

二、进、出风井的布置方式

根据进、出风井的相对位置，其布置方式可分为以下三种基本类型。

1．中央式通风布置　如图3—27所示，进、出风井大致位于矿体走向的中央，而且靠得很近，一般相距30～50m。

这种布置方式由于漏风严重等缺点，现场很少采用，仅在矿体埋藏较深或地形、地质构造等因素限制的情况下，可考虑采用。

2．对角式通风布置　如图3—28所示，进风井位于矿体中央，出风井位于矿体走向两翼，或进、出风井分别位于矿体走向两翼。

这种布置方式具有漏风小、易管理等优点，我国金属及非金属矿山大多采用对角式通风。

3．混合式通风布置　进、出风井由三个以上井筒组成，并按中央式与对角式混合布置。这种布置方式仅适用于矿体范围大，多矿体，多井筒的矿山。

三、控制风流的设施

为了引导风流按拟定的路线流动，以保证各需风点的有效风量，就必须在某些井巷内构筑相应的通风设施。这些设施根据不同的用途分为以下两大类。

1．引导风流的设施　包括扇风机风峒，反风装置，风桥和调节风窗等。对这类通风设施的基本要求是：结构简单，风阻小；漏风损失少。

（1）风桥。风桥是将两股平行交叉的新鲜风流和污浊风流隔成立体交叉的一种通风设施。污风从桥上通过，新鲜风流从桥下通过，如图6—11为混凝土风桥。

（2）风峒。风峒是连接矿井主要扇风机和风井的一段巷道，如图6—12所示。

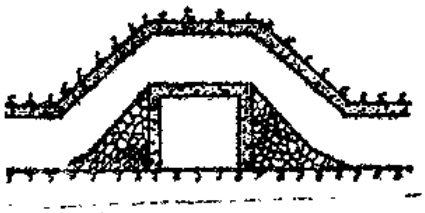


图6—11　混凝土风桥

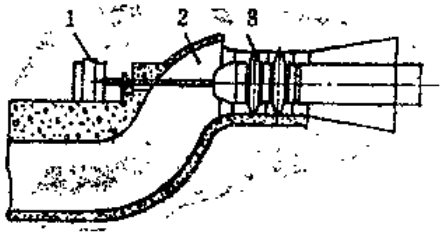


图6—12　风峒

1—电动机；2—风峒；3—扇风机

2．隔断风流的设施　包括风门，通风井口的密闭，挡风墙等。对这类通风设施的基本要求是：结构严密，坚固耐久，漏风损失少。

（1）风门。在不允许风流通过，但需行人或行车的井巷内，就必须设置风门。按风门的不同结构，可分为普通风门和自动风门两类，图6—13为自动风门示意图。

（2）井口密闭设施。安装扇风机的井口必须封闭，否则会造成风流短路，影响井下供风。对于不作行人和提升的专用风井，可用铁板或砖将井口密封，要行人的通风井口，可设置双重风门。罐笼井兼作风井时，应将井口房屋密闭，如图6—14所示。

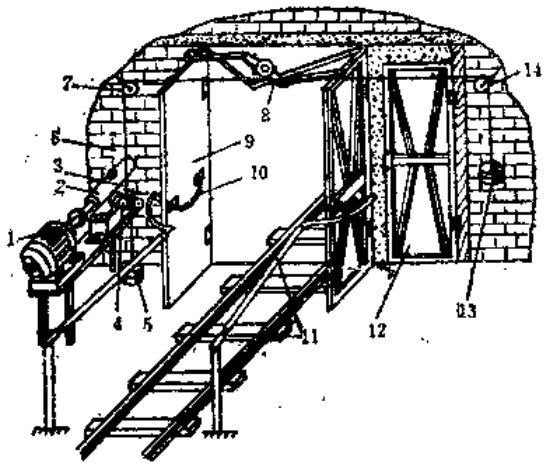


图6—13 自动风门示意图

1—电机；2—蜗杆；3—蜗轮；4—卷筒；5—小重锤；6—钢绳；7—滑轮；8—四连杆；9—门扇；10—门弓；11—碰杆；12—人行门；13—大重锤；14—滑轮

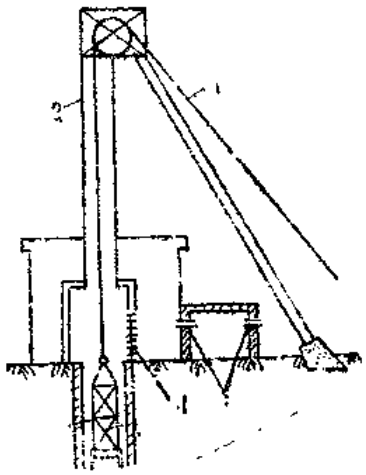


图6—14 井口密闭图

1—钢丝绳；2—井架；3—罐笼；4—安全栅；5—风门

第五节 矿井防尘

在矿山的采掘、装运、破碎、提升等生产过程中所产生的各种矿物微粒，统称矿尘。矿尘对人体健康和生产危害极大，主要表现在以下两个方面：

（1）人体肺部长期吸入矿尘后，会引起矿尘职业病，如矽肺病，煤肺病等。

（2）某些矿尘会引起中毒事故（如含砷、汞、铅的矿尘）；引起放射性危害（如含铀、钍的矿尘）；引起燃烧和爆炸事故（如煤尘、硫化矿尘）。

搞好防尘工作，对改善井下劳动条件，防止矿尘危害，保证矿井安全生产具有十分重要的意义。党和政府历来十分重视防尘工作，为了减少井下矿尘的危害，国家特别对井下空气中的含尘量作了如下规定：矿尘中含游离的一氧化矽在10%以上时，矿内空气中的含尘量不得超过2mg/m³；若含游离二氧化矽在10%以下时，矿内空气中的含尘量不得超过10mg/m³。为确保井下空气含尘量不超过规定，应采取以下防尘措施。

一、凿岩时的防尘措施

在井下采掘过程中，凿岩作业产生的矿尘所占的比例较大，尤其是干式凿岩时，产生的矿尘约占井下矿尘量的85%。因此，减少凿岩时的矿尘量是井下防尘工作的重要一环。

矿山广泛采用旁侧供水湿式凿岩法，以减少凿岩时的矿尘的发生量，并能提高凿岩速度。

二、爆破时的防尘措施

井下爆破作业时，所产生的矿尘约占井下矿尘量的10%。其防尘措施有：

1．**水封爆破**　用塑料袋或竹筒装水代替炮泥填入炮眼内，或在炮眼内直接装水。如图6—15所示为装水爆破法示意图，爆破时，水在爆破波的作用下，形成细小水雾，将空气中飞扬的矿尘捕获，达到防尘目的。

2．**爆破波自动水幕**　如图6—16所示为爆破波自动水幕示意图，它是利用爆破时

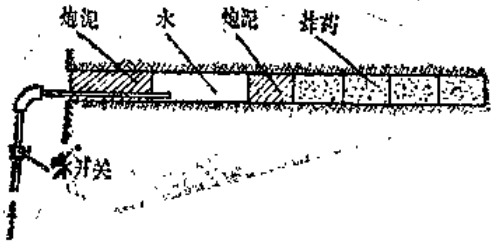


图6—15　水封爆破法

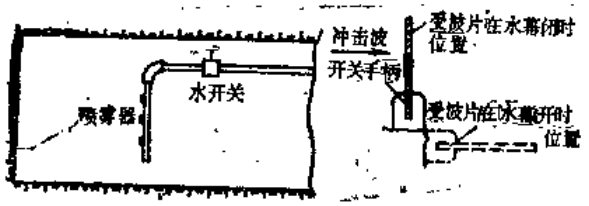


图6—16　爆破波自动水幕

产生的冲击波将自动水幕装置的开关打开，使爆破后水幕装置能自动喷雾，借以捕获空气中的矿尘，达到防尘目的。

3．**风水喷雾器**　它是一种以压缩空气作动力，喷吹压力水成雾，以捕获爆破后产生的矿尘的一种装置，如图6—17所示。

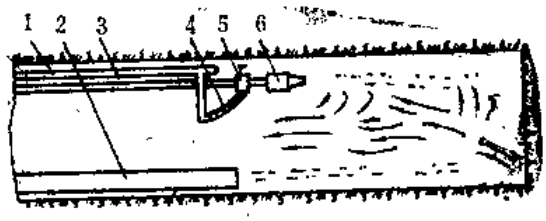


图6—17　风水喷雾器示意图

1—压气管；2—风筒；3—水管；4—压气软管；5—带受波片的水开关；6—风水喷雾器

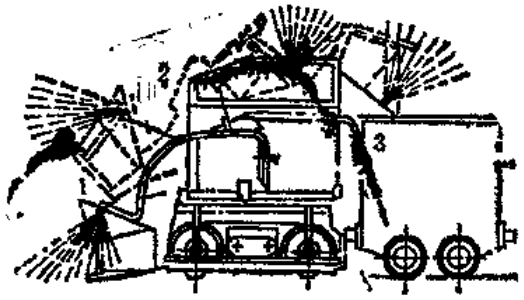


图6—18　装岩机喷雾示意图

1—喷雾器；2—控制阀；3—调节阀

三、装卸矿时的防尘措施

1．**喷雾器防尘**　使用装岩机装岩的采掘工作面，为了防止矿尘飞扬，可在铲斗上安装喷雾器，如图6—18所示。当铲斗装、卸载时，喷雾器打开，进行喷雾捕尘，铲斗运行过程中，喷雾器关闭。

2．**扇风机抽尘**　扇风机抽尘装置是将卸矿时，溜井中飞扬的矿尘用扇风机抽至除尘器中进行除尘，如图6—19所示。

四、风流净化

由于某些原因，往往在进风井巷的新鲜空气混入了矿尘，为了使空气中的含尘量符合国家标准，当进风流中空气的含尘量超过0.5g/m³时，就必须净化风流。

净化含尘空气的装置有：湿式旋流除尘器，泡沫除尘器，静电除尘器，光电自动水幕等。如图6—20为光电自动水幕示意图。在正常情况下，光源直射光敏电阻（光导

管）4，这时水幕喷雾，当人或车辆通过时，遮断光源，使水幕停止喷雾。

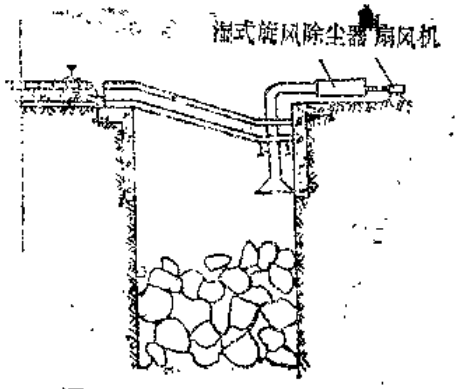


图6—19　扇风机抽尘装置

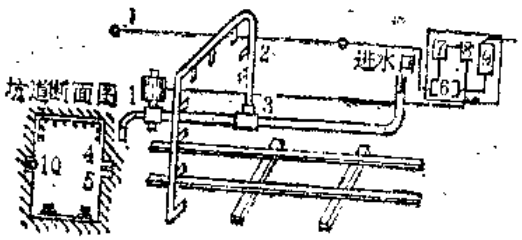


图6—20　光电控制自动水幕

1—电磁阀；2—水幕；3—引射器；
4、5—光导管；6—光电控制器；
7—延时继电器；8—交流接触器；
9—总开关；10—光源

五、个体防护

在采取以上各种防尘措施后，空气中难免还会存在一些微细矿尘，这些矿尘进入人体，仍然是有害的。所以井下工人应佩戴防尘口罩，这是个体防护的重要措施。

目前，国内生产的防尘口罩有两类，一类是不带换气阀的，另一类是带换气阀的。

不带换气阀的口罩有：纱布口罩，泡沫塑料口罩，上海劳研1955型口罩，包钢—I口罩，武安—3型口罩等等。前两种口罩只能阻挡大颗粒矿尘，且严密性不好，不适合矽尘作业工人戴用。图6—23为武安—3型口罩，它具有轻便，呼吸阻力低，阻尘率高等优点，适用于一般接触粉尘作业的工人戴用。

带换气阀的防尘口罩，装有吸气阀和呼气活瓣，滤料装在盒内，污染后可以更换。这种口罩阻尘率高，呼吸阻力低；严密性好，如图6—22为武安—I型防尘口罩，其缺点是，比较重，防碍视线，影响操作，近年来生产的武安—2型口罩已克服上述缺点。



图6—21　武安—3型防尘口罩

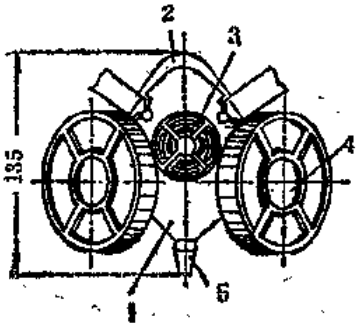


图6—22　武安1—型防尘口罩

1—面罩主体；2—密封脸形的座圈；
3—呼吸阀；4—滤料盒；5—出水管

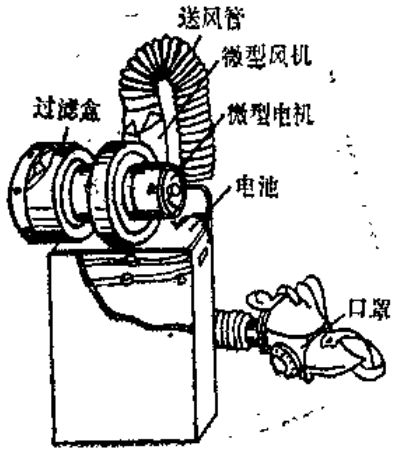


图6—23　送风口罩

在有毒矿尘的工作场所，可佩戴送风口罩，其结构如图6—23所示，口罩主体采用武安—2型矿山防尘口罩，送风管为蛇纹橡胶管，过滤盒用上海防尘口罩过滤盒，过滤材料用超细玻璃纤维滤纸（若用碱性活性炭，可防二氧化硫），所配微型风机的直径为60mm。这种送风口罩具有阻尘率高，低泄漏，呼吸阻力小，活动方便等优点。经现场使用，效果良好，已推广使用。

矿山井下的防尘工作是一项经常性的、长期性的任务，必须从多方面着手预防。既要注意减少尘源，又要注意排出含尘空气，加强个体防护，只有这样才能取得防尘工作的良好效果。

第七章　矿山运输及矿井提升

矿山运输及矿井提升工作是采矿生产过程中的重要环节，其设备能否正常运转，将直接影响矿井生产能否顺利进行。因此，正确选择运输和提升设备，合理布置运输线路，科学地组织、管理工作，对提高矿井产量，减轻工人劳动强度，提高劳动生产率，降低矿石生产成本，都有很大的意义。

矿山运输及矿井提升的主要任务是：

（1）把采下的矿石和废石运输、提升到地面；

（2）从地面将井下生产所需的材料、设备运送到井下各使用地点；

（3）运送人员上、下班。

矿山运输是指矿山企业的内部运输。一般采用的运输方式有：自重运输和机械运输两类。机械运输又可分为轨道运输，运输机运输，轮胎式运输和架空索道运输。井筒中通常采用提升设备。但在倾角小于17°，运输量大的斜井中也可采用胶带运输机运输；而在高差较大的垂直或倾角很大的倾斜巷道中，可利用矿岩的自重沿溜槽或底板自行向下滑落。

第一节　轨道运输

轨道运输是矿山使用最广泛的一种运输方式，其主要设备有：轨道，矿车，牵引设备和辅助设备等。运输时用牵引设备牵引矿车在轨道上往返运输矿岩，材料，设备及人员。

一、轨道

井巷中铺设轨道是为了减小车辆的运行阻力，通常采用窄轨。我国地下矿山的标准轨距为：小型矿山的主要运输巷道用600mm轨距和11～18kg/m的钢轨；大中型矿山的主要运输巷道常用762和900mm轨距和18～24kg/m的钢轨。

根据运输工作量的大小，巷道可铺设单轨或双轨线路。在双轨线路中，一条供重车行驶，另一条供空车行驶。

二、道岔

为了使列车或单个矿车由一条线路驶向另一条线路，须在线路交叉和分支处铺设道岔。

道岔的类型很多，一般可分为：单开道岔（右开或左开）、对称道岔、渡线道岔和菱形道岔等，如图7—1所示。

道岔标号是用轨距、轨型、道岔型号及道岔曲率半径等表示。如624—1／4—12右（左）道岔，6表示轨距为600mm，24指轨型为24kg／m，1／4是道岔型号，12指道岔曲率半径为12m，右是右开道岔（左是左开道岔）。

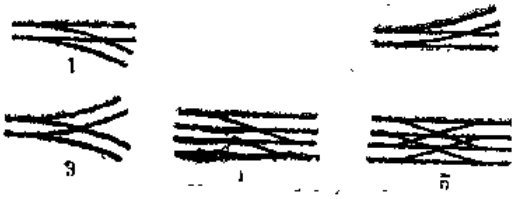


图7—1　道岔的类型

1—右开道岔；2—左开道岔；3—对称道岔；4—渡线道岔；5—菱形道岔

三、矿车

矿车是井下轨道运输的主要设备。按其卸载方式，可分为固定车箱式、侧卸式、前倾式（图7—2）、底卸式（图7—3）和梭式（图7—4）等五类。

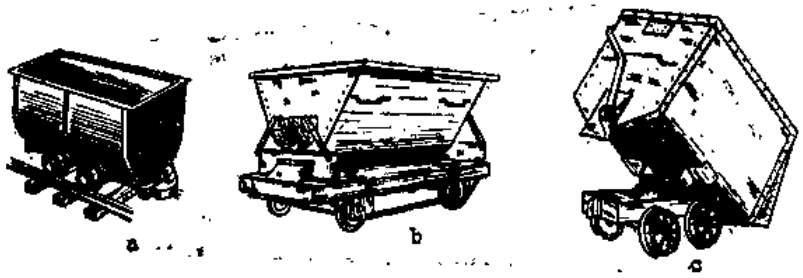


图7—2　矿车示意图

a—固定车箱式；　b—侧卸式；　c—前倾式

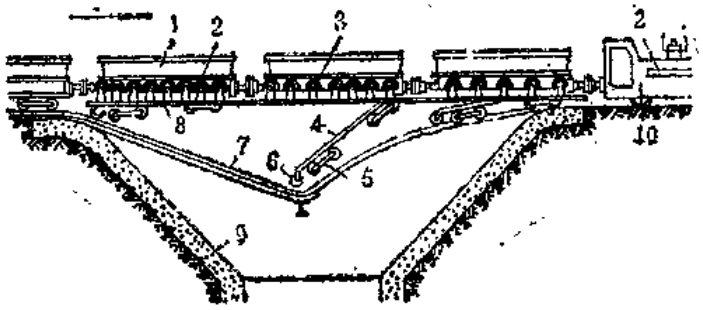


图7—3　底卸式矿车及其卸载示意图

1—车箱；2—翼板；3—托轮；4—车架；5—转向架；6—卸载轮；7—卸载曲轨；8—托轮座；9—卸矿漏斗；10—电机车

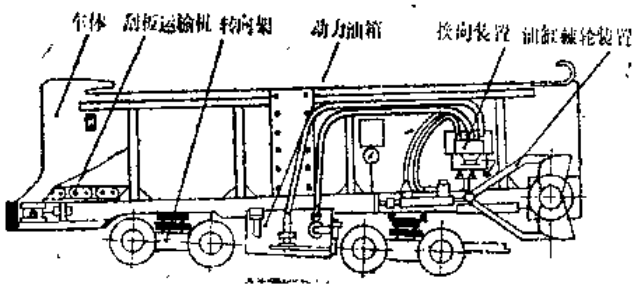


图7—4　梭式矿车

四、电机车

矿用电机车是轨道运输的一种牵引机械，它是矿山水平巷道长距离运输的主要设备。

目前，我国井下都采用直流电机车。根据供电方式不同，直流电机车分架线式和蓄电池两种，其中以架线式电机车应用最多。

如图7—5为架线式电机车概貌，它的结构简单，容易维修，运输费用低，但须整流和架线设施，不够灵活。受电弓与架线之间容易发生火花，所以在瓦斯严重的矿山，严禁使用架线式电机车。

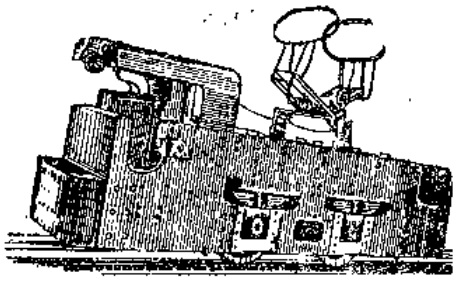


图7—5　架线式电机车概貌

蓄电池电机车是由机车上的蓄电池组供给电能，这种机车的优点是：无火花引爆危险，不须架线，使用灵活，但须设充电设备，初期投资较大，运输费用较高。因此，蓄电池电机车仅用于有瓦斯的矿山，或在运距短的临时巷道中作辅助运输。

五、轨道运输的辅助设备

为了提高提升和调车场的生产效率，减轻工人劳动强度，实现运输机械化，常在装车站，井底车场和地面运输轨道中，设置翻车机，推车机，爬车机，阻车器和限速器等辅助设备。

1．翻车机　它是固定箱式矿车的卸载设备。按其不同的结构，可分为前倾式翻车机和圆形翻车机两类。当井筒用箕斗提升时，翻车机设在井底车场；用罐笼提升或平峒运输时，翻车机设在地面卸载站。

图7—6为电动圆形翻车机外貌，它的作用原理是：当重车进入旋转笼体的轨道后，开动电机，使笼体回转，即将矿石卸入下部矿仓内，然后又以重车将空车顶出，继续翻转卸载。

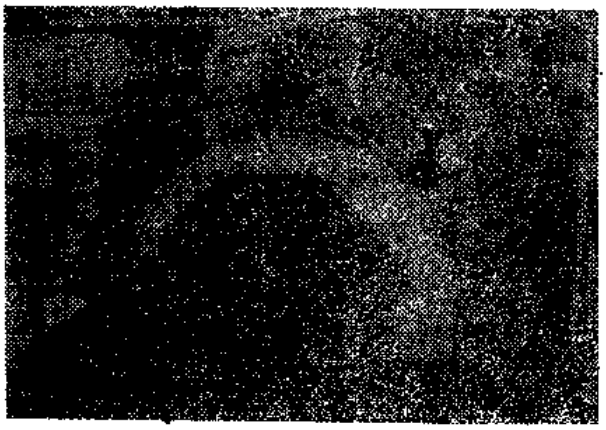


图7—6　电动圆形翻车机

电动圆形翻车机工作平稳，生产能力大，但结构复杂，成本高。我国大、中型矿山应用较多。国内常用的规格有0.7m³单车和双车；1.2m³双车；2m³单车和双车；4m³双车；10m³单车翻车机。

2．推车机　在使用矿车的运输作业中，常常需要在短距离内，移动矿车的位置。如在罐笼或翻车机前，可使用推车机来完成罐笼或翻车机内矿车的更换工作。

设在罐笼前的推车机，可将一辆或二辆矿车推进罐笼，同时将罐笼内的空车顶出。这种推车机只需要较小的推力，但要求动作迅速，以免延误提升工作。

设在翻车机前的推车机，一般用来推动电机车拉来的不经摘钩的整个列车，每次将1～2辆重车推入翻车机卸矿，同时将其中的空车顶出。

推车机可用电力、压气、液压作动力。

3．阻车器　在矿车自溜运行的轨道上，如果要把矿车停止在某一要求的固定地点；或在坡度较大的轨道上，为了防止矿车自动滑动，就应安设阻车器。

设置在自动滑行坡度上的阻车器可分为单式和复式两种。单式阻车器只有一对阻爪，作停车用。复式阻车器有两对阻爪。两对阻爪之间有一定的距离，它能限制开启一次阻车器通过矿车的数量，以便向翻车机或罐笼供给一定数量的矿车。

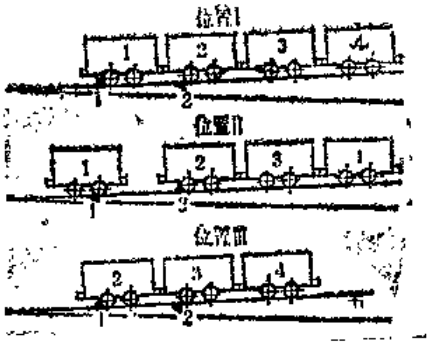
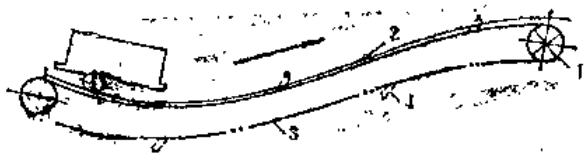


图7－7　复式阻车器动作原理

图7－7为复式阻车器在自动启动坡度上的工作情况，列车在位置Ⅰ时，阻爪1关闭，阻止列车运行，阻爪2打开；在位置Ⅱ时，阻爪1打开放出第一辆矿车，阻爪2关闭，阻止列车；在位置Ⅲ时，与位置Ⅰ相同。

4．爬车机（高程补偿器）　在矿车自溜运行的线路上，为了使矿车恢复因自溜运行而失去的高度，就须安设爬车机。爬车机可在短距离内将单个矿车推送到较高轨面上去的设备。

矿山一般采用电动链式爬车机，如图7－8所示。链式爬车机的倾角通常取10～15°，其上部和下部与运输轨道联结处，须作成缓和曲线，否则矿车会被卡住。


图7－8　链式爬车机示意图

1—链轮；2—轨道；3—链条；4—推爪

5．限速器　为了控制矿车在井口车场自溜运行的速度，应设置限速器。被制动的矿车，可以低速继续运行，也可以立即停止。目前，我国矿山大多采用气动摇杆限速器。

第二节　运输机运输

一、胶带输送机运输

胶带输送机是以胶带兼作牵引机构和承载机构的连续运输设备。它可运送矿石，废矿，粉末状物料和成件物品，它具有结构简单，噪音小，生产效率高等优点。因此，在矿山广泛应用。

矿用胶带输送机按结构可分为：普通胶带输送机、钢绳芯胶带输送机和钢绳牵引胶带胶送机。随着矿业生产的发展，对胶带输送机的要求也在不断提高。过去，我国生产

的胶带带芯材料以帆布为主，1976年以后，多用化学纤维和金属材料为带芯，从而为发展长距离、高速度、大运量、高功率的胶带输送机，开辟了广阔的前景。

图7—9为钢绳芯胶带输送机的工作原理图，当传动滚筒2由电机带动旋转时，借

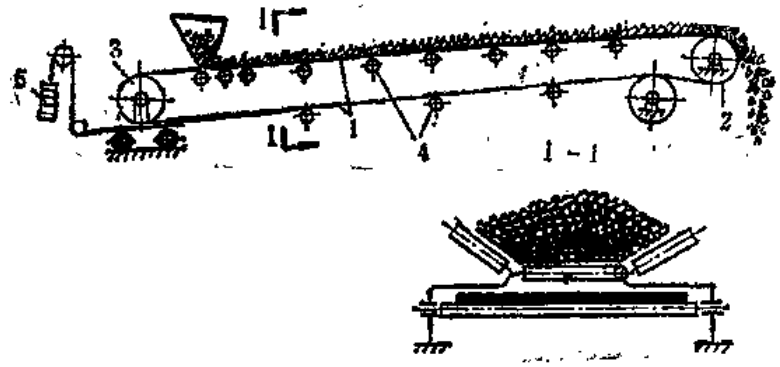


图7—9　钢绳芯胶带输送机工作原理图

1—胶带；2—传动滚筒；3—换向滚筒；4—托辊；5—拉紧装置

助胶带与滚筒之间的摩擦力，带动胶带连续运转，装到一端的物料运到另一端后，由于胶带转向而被卸下。

胶带输送机可用于水平及倾斜巷道的运输工作，在通常情况下，倾斜向上运输不超过18°，向下运输不超过15°。

二、刮板运输机

刮板运输机又叫链板运输机，俗称电溜子。主要用于回采工作面的运输，也可用于采区巷道和掘进工作面的运输。可沿水平巷道、也可沿倾斜巷道运输。沿倾斜向上运输时，倾角不超过35°，沿倾斜向下运输时，倾角不超过25°。

刮板运输机钢材消耗量大，运行阻力大，运输费用高，运距短。因此，这种设备尚未得到广泛使用。

第三节　井下卡车运输

井下卡车运输是一种柴油无轨运输，目前，国外地下矿山已广泛使用。据有关资料统计：美国，澳大利亚等国家，无轨运输占总产量的80%以上。由于地下矿山无轨装、运、卸设备的发展，推动了世界地下矿山无轨化。我国无轨运输尚处于起步时期。

地下矿山采用卡车运输时，须开拓供卡车及其它无轨设备行驶的斜坡道（详第三章斜坡道开拓）。

斜坡道的坡度是根据其使用年限、用途、运输量及无轨设备性能等确定的。一般情况下，运输矿岩的斜坡道坡度为10～15%，不运矿岩的斜坡道坡度可达20%，仅用来运输设备时，最大坡度可达30%。

井下无轨运输使用的自卸卡车有翻转式和推卸式两类，其中以翻转式使用较多。由

于我国地下矿山采用无轨运输才刚刚起步，可供井下使用的卡车品种不多。近年来，四川大足汽车制造厂试制的CQ470型井下卡车，可供选用。

CQ470型自卸卡车技术性能如下：

外形尺寸为8.56×2.8×2.62m（长×宽×高）；自重170.54t；车速38km/h；爬坡能力15%；最小离地的距离为350mm；最小转弯半径7m；车箱容积：平装车为13.5m³，堆装15.5m³；举升高度为6.086m；举升角62°；轴距4.13m；轮距2.16m；装配马力为200马力（1马力=735.5w）；柴油机型号6135A2Q。这种自卸卡车，具有车体高度小，转弯半径小，机动性能好等优点。

由于井下使用的各种无轨设备，当前都是用柴油发动机驱动，工作时会排出大量的有害气体，使井下空气严重污染，危害工人健康。因此，在使用无轨运输设备的地下矿山，应加强通风，并采取废气净化措施。

第四节　架空索道运输

架空索道运输是山区矿山地面运输的一种重要方式。架空索道设备简单，占地少，可直接跨越河流、沟谷和陡峻的高山，无须构筑桥梁、涵洞。所以这种运输方式在我国冶金、煤炭、建材、化工、水电、林业、国防等各个部门得到广泛应用。

架空索道在矿山，主要用来运输矿石、废石，材料和设备等货载。按其不同的运行方式，可分为环形式和往复式；按其钢绳数，又可分为双绳式和多绳式两种。

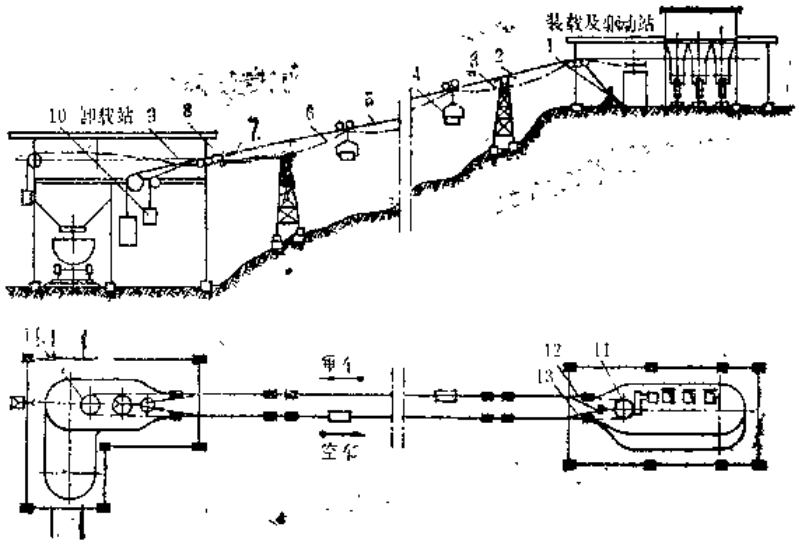


图7—10　双绳式循环索道示意图

1—承载索锚固处；2—摇摆鞍座；3—托索轮；4—货车；5—承载索；6—牵引索；7—支架；8—偏斜鞍座；9—偏轨；10—拉紧重锤；11—驱动轮；12—接合器；13—脱开器；14—牵引索拉紧绳轮

图7—10为双绳环形式架空索道示意图，两根平行的承载索5是货车4行驶的导轨，它的一端在锚固处1进行锚固，另一端用重锤10拉紧，为使挠度不致过大，承载索用线路支架7上的摇摆鞍座2支持，承载索进入站处，设有偏斜鞍座8，被引入线路内

倒后，又以偏轨9代替，这样就形成了货车的环形通路。绕过驱动轮11和拉紧轮14的无极牵引索6是靠驱动轮11传动，以便牵引货车4。牵引索在支架上，则用托索轮3支持。

装载站上的重车，由装载点沿偏轨9自溜或用推车机推至接合器12，此时货车抱索器便自动挂接到牵引索上，并被牵引沿承载索运行。重车到达卸载站的脱开器13时，抱索器自动地自牵引脱开，并沿偏轨9或被推车机推送到卸载地点卸载。卸载后的空车到达接合器时，又自动挂接到牵引索上，并被牵引向装载站运行。空车到达装载站脱开器后，又自动从牵引索脱开，并到装载点装载。货车如此循环工作，完成运输任务。在正常情况下，空、重车均按一定的时间自装、卸站间隔发出。

单绳式环形索道较简单，只有一根既作货车承载索，又作牵引索用的传动索。货车直接用抱索器抱住传动索，并随同一起移动。传动索则用支架顶上的滚轮组支持，并在其上移动。在装、卸站，货车车轮便在偏轨上运行。

双绳索道运输能力一般为1470～1960kN/h，单绳索道为784～980kN/h。双绳索道与单绳索道相比，前者运行阻力小，经营费用低，生产能力大；但基建投资高，经营、维修复杂。在生产能力相同的条件下，单绳索道一般总投资可节省50%。

这两种索道我国都有采用。当运输量大，索道服务年限长时，可考虑取用双绳索道。

第五节　矿井提升

矿井提升，就是在井筒内进行的运输工作。其特点是：提升设备在较短距离内，以很高的速度来回运行。矿井提升工作是全矿运输系统中的重要环节，一旦发生事故，不仅会造成全矿停产，甚至会发生严重的人身事故。故矿井提升素有矿山“咽喉”之称，提升设备运转，必须做到安全可靠。

矿井提升系统由提升容器（罐笼和箕斗）、提升钢丝绳、提升机（又称卷扬机或提升绞车）、井架、天轮以及装卸货载附属装置组成。

矿井提升，分竖井提升和斜井提升，前者主要用罐笼或箕斗提升，后者则用串车或箕斗提升。

图7—11为竖井罐笼提升和竖井箕斗提升示意图。两条提升钢丝绳2的一端分别与井口和井底的罐笼相连，另一端分别绕过天轮3引入提升机房，并以相反方向缠绕在提升机1的卷筒上固定。提升前，重车在井下被推入罐笼6的同时，空车在井口被推入罐笼。开动提升机，就可将重车提到地面卸载，同时将空车放到井下。如此反复进行，完成提升任务。

箕斗提升（图7—11之b）时，工作面采下的矿石运到井底车场的卸载破碎硐室9，经破碎进入井下矿仓11，然后经计量装矿漏斗装入箕斗，与此同时，另一箕斗在井架上的卸载曲轨处将矿石卸入地面矿仓。其余原理与罐笼提升相同。

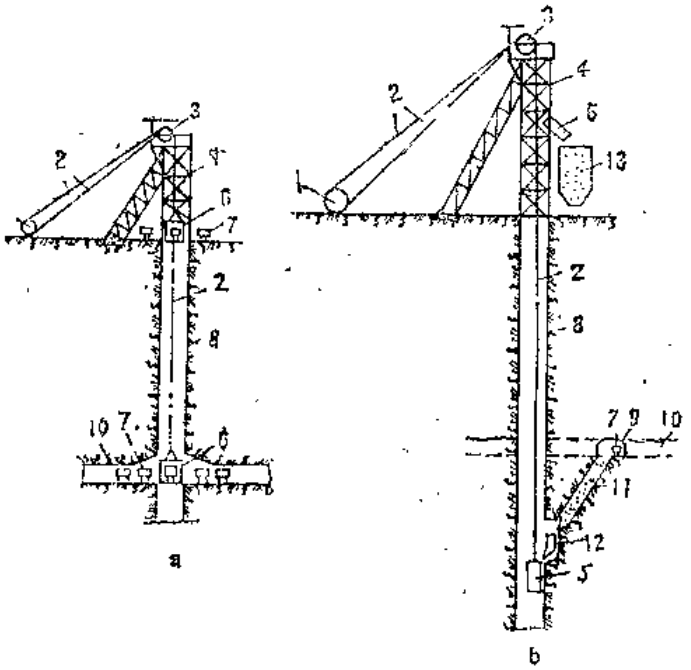


图7—11 竖井罐笼提升和箕斗提升示意图

a—罐笼提升； b—箕斗提升

1—提升机；2—提升钢丝绳；3—天轮；4—井架；5—箕斗；6—罐笼；7—矿车；8—井筒；9—卸载硐室；10—运输水平；11—井下矿仓；12—计量装矿漏斗；13—地面矿仓

一、提升容器

提升容器用于装运货载、人员、材料和设备，主要有罐笼、箕斗、矿车和吊桶。罐笼、箕斗用于竖井、斜井提升；矿车用于斜井提升；吊桶则仅用于开凿竖井或井筒延深时作为提升容器。

1．罐笼 罐笼可以用于提升矿石、废石、人员、材料和设备。它是一种最常用的提升容器，既可用于主井提升，也可用于付井提升。

罐笼按层数可分为单层和双层罐笼，我国矿山广泛采用单层罐笼，仅在大型矿井为了缩短升降人员的时间或副井提升工作量很大时，才采用双层罐笼。

单层罐笼如图7－12所示，它是用槽钢（1，2，3，4）铆接成主体框架，前后两端设有罐门11，罐顶由三块钢板9组成，中间的一块固定不动、两端的可掀开，以便放置长材料。罐底铺有钢板，其上铺设钢轨6，供矿车出入。为使矿车固定不动，设有阻车器或罐档7等停车装置。罐笼在井筒中运行时，利用罐耳8沿安装在井筒中的罐道移动。为了保证提升人员时的安全，在罐笼上安装有断绳保险器12，一旦钢丝绳或连接装置断裂时，可及时将罐笼停在罐道上，以保证罐笼内人员的安全。

2．箕斗 箕斗只能用来提升矿石和废石。如果一个矿山须装设两套提升设备时，一般主井采用箕斗提升，付井则用罐笼提升。根据卸载方式不同，箕斗可分为翻转式和底卸式两种。我国矿山，单绳提升时，常用翻转式箕斗；多绳提升时，则用底卸式箕斗。

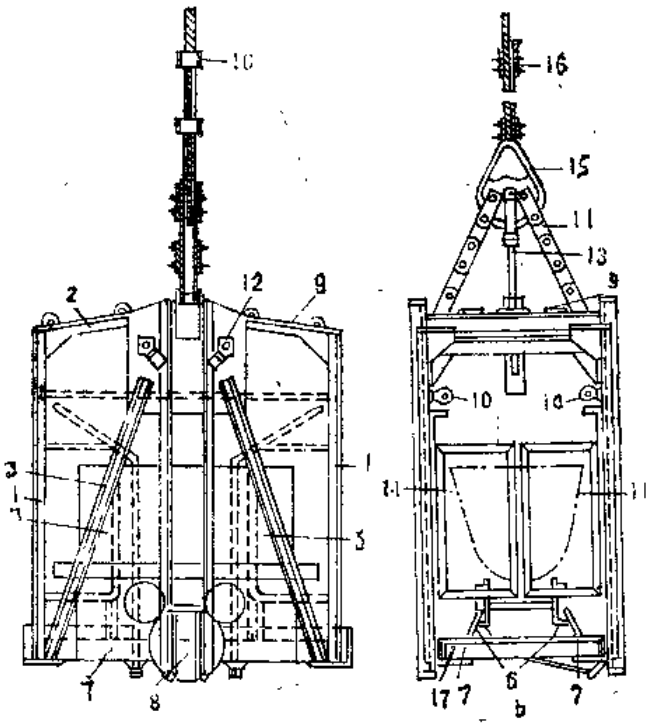


图7—12 单层罐笼

箕斗卸载的翻转过程，如图7—13所示。图中示出卸载过程的三个不同位置，箕斗卸载前，在图中实践位置，卸载时，框架1沿罐道上升，而滚轮5即进入卸载曲轨7，使斗箱2绕转轴4向矿仓方向旋转，当转到135°时（位置Ⅱ），框架停止上升，矿石靠自重卸入矿仓；当箕斗过卷时，角板6被支承在卸载曲轨下面的两个支撑轮8上，这时滚轮5失去支持，便离开卸载曲轨7转到过卷曲轨9上并沿其向上运行，但斗箱转角不再增加（位置Ⅲ），以免造成事故。

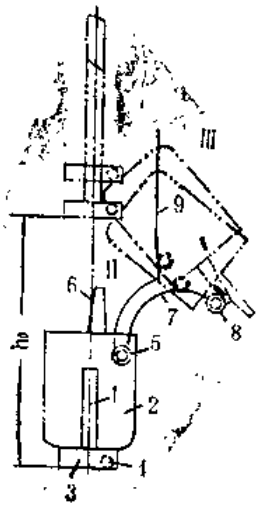


图7—13 翻转式箕斗卸装载过程

1—框架；2—斗箱；3—底座；4—转轴；5—卸载滚轮；6—角板；7—卸载曲轨；8—支撑轮；9—过卷曲轨

箕斗与罐笼相比，具有自重轻，容量大，需用矿车数量少等优点，适用大中型矿井的主井提升。

二、提升钢丝绳

提升钢丝绳是用来悬吊提升容器，并传递提升机运转时的动力，使容器沿井筒作上下直线运动。它是提升设备的重要组成部分之一，同时对提升的安全与经济运转起着重要的作用。

提升钢丝绳是由六个绳股绕一个绳芯捻制而成。每个绳股又是由一根中心钢丝和一至二层或三层钢丝围绕着中心钢丝按螺旋形捻成（一般第一层钢丝为6根，第二层为12根，第三层为18根）。常用的钢丝直径为1～3 mm，有光面的和镀锌的两种。绳芯是黄麻或线麻捻制而成。绳股捻成

绳时，向左捻的叫左捻钢丝绳，向右捻的叫右捻钢丝绳，如图7—14所示

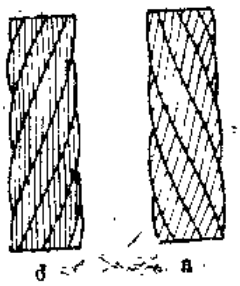


图7—14 钢丝绳
a—右捻同向绳；b—左捻钢丝绳

我国缠绕式卷筒提升机多用圆形股D型钢丝绳。每股钢丝数目有7、19及37丝三种。表示方法为：6×7+1或6×19+1以及6×37+1（第一个数字为股数，第二个数字为钢丝数，第三个数字有机质总数）。6×7钢丝绳粗，耐磨，但较硬，多用于斜井提升。其它两种钢丝绳柔软性好，但易磨损，多用于竖井提升。多绳摩擦轮提升，常采用表面光滑，接触面积大的三角股或椭圆股钢丝绳。

我国生产的三角股钢丝绳有6×31+1，6×37+1和6×43+1等三种。前两种钢丝绳，耐磨，耐腐蚀；后一种柔软性好，总破断力大，但耐磨耐腐蚀性差。应注意的是：由于摩擦轮提升时钢丝绳不宜涂油，因此，对于有腐蚀性水的矿井应选用镀锌钢丝绳。

三、矿井提升机

提升机是用来缠绕和传动钢丝绳，以完成提升或下放重物的任务。目前，我国生产和广泛使用的矿井提升机有：单绳缠绕式和多绳摩擦式两类。前者多用于斜井、浅井提升，后者适于深井提升。

1．单绳缠绕式提升机及天轮　1967年以前，我国生产的单绳缠绕式提升机，除一些老矿山仍在使用外，新建矿山均使用重量轻、提升能力大的JK型新系列提升机。这类提升机，按其卷筒个数，分单筒提升机和双筒提升机两种。图7—15所示为单绳缠绕式双筒提升机。

单筒式提升机只有一个卷筒，它可作用单钩提升，也可进行双钩提升。双钩提升时，卷筒缠绕表面为两条钢丝绳共用，当下放绳空出卷筒表面后，上升绳即向该表面缠绕。这种卷筒缠绕表面在提升中能得到充分利用。因此，它的体积小，重量轻；但不能用于多水平提升，而且换绳、调节绳长很不方便。

双筒式提升机的主轴上装有两个卷筒，其中一个用键固定在主轴上，称为死卷筒；另一个套装在主轴上，通过调绳装置与轴连接，称为活卷筒。这类提升机用作双钩提升，每个卷筒上固定一根钢丝绳，两根钢丝绳的缠绕方向相反，因此，当卷筒旋转时，

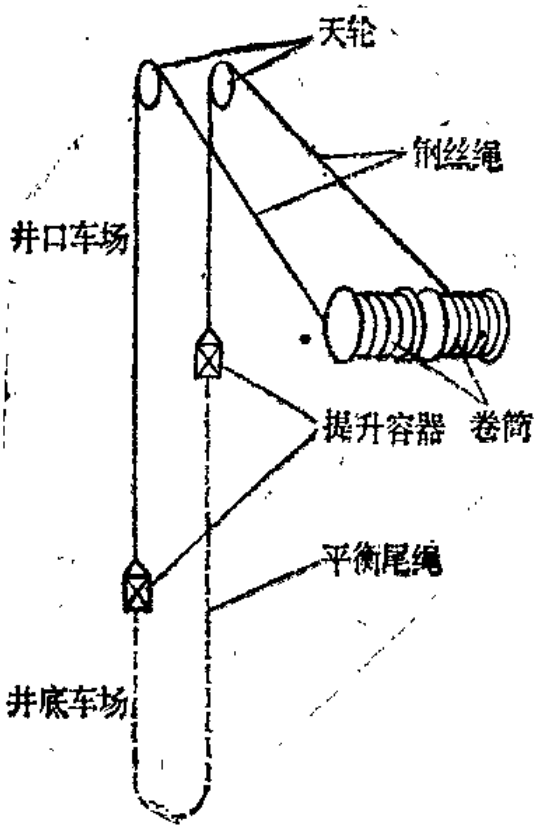


图7—15　单绳缠绕式双筒提升机

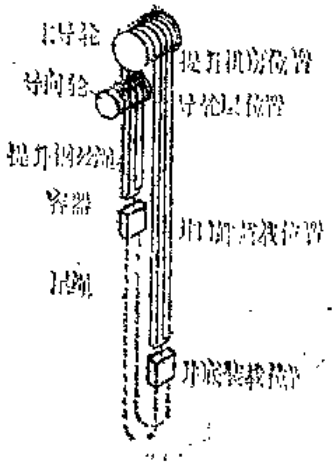
井中一根钢丝绳上缠绕，另一根则自卷筒上松放，此时悬吊在钢丝绳上的容器一个上升，另一个下放，从而完成提升重容器，下放空容器的任务。因这类提升机有一个活卷筒，故更换水平、换绳和调节绳长都比单筒式提升机方便。

提升机的天轮安装在井架上，起引导钢丝绳转向的作用。按其不同构造，可分为铸造辐条式和型钢装配式天轮等两类。一般情况下，直径为3.5m以下的天轮常用铸造辐条式；直径大于4米的天轮，为了制造、安装和运输方便常用型钢装配式。

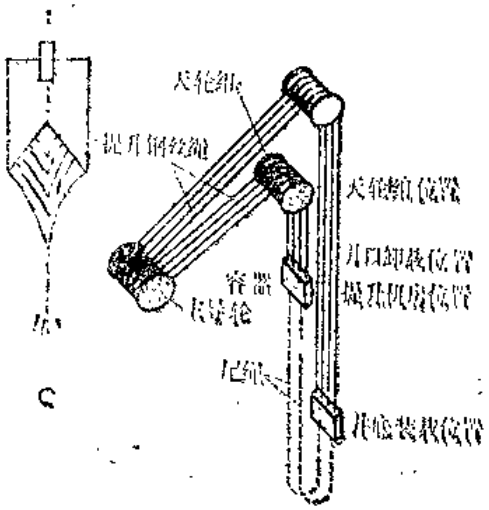
天轮是由轮缘、轮辐和轮毂组成。轮毂用键固定在轴上。

2.多绳摩擦轮提升机 多绳摩擦轮提升机不同于单绳缠绕式提升机，它采用构造简单而质量小的摩擦轮，提升钢丝绳不是缠绕在卷筒上，而是搭在主导轮上，两端各悬挂一个提升容器，借助于主导轮上的衬垫与钢绳之间的摩擦力来传动钢丝绳，使提升容器移动，从而完成提升和下放货载的任务。

多绳摩擦提升机分为井塔式（图7—16）和落地式（图7—17）两类。



7—16 井塔式多绳摩擦提升系统示意图



7—17 落地式多绳摩擦提升系统示意图

目前，我国几乎全部采用塔式多绳提升机，它具有紧凑省地，不用天轮，井架稳定，包角大等优点；但提升塔庞大、复杂，造价昂贵。因此，我国有关部门正在研制“多绳落地”，以便降低井塔造价，节约基建投资。

四、斜井提升

斜井有轨提升所使用的容器有矿车和斜井箕斗两种。

矿车提升时，多用数个矿车组成列车，称为串车提升，如图7—18所示。串车提升又可分为单钩提升和双钩提升。一般情况下，当采用单钩串车提升能满足产量要求时，则不宜采用双钩串车提升。

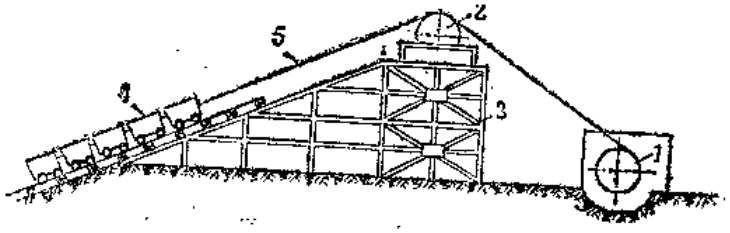


图7—18 斜井串车提升示意图

1—提升机；2—天轮；3—井架；4—矿车；5—钢丝绳

串车法只适用于倾角小于30°的斜井，这时说明：最大提升角在25°左右最合适。如果矿石中含粘泥浆较多时，则不宜采用串车提升。

当斜井倾角大于30°时，如果采用箕井提升，矿石就会从矿车内散落出来。在这种情况下，宜采用斜井箕斗提升。如图7—19所示为斜井箕斗提升系统。

斜井提升与竖井提升相比，风气及排水，门联装置少，出矿快，投资省以及地面布置简单等优点。但当斜井较长时，提升距又小的情况下，则钢丝绳磨损快，井筒维护费高。因此，斜井提升多用于条件适合的中、小型矿山。

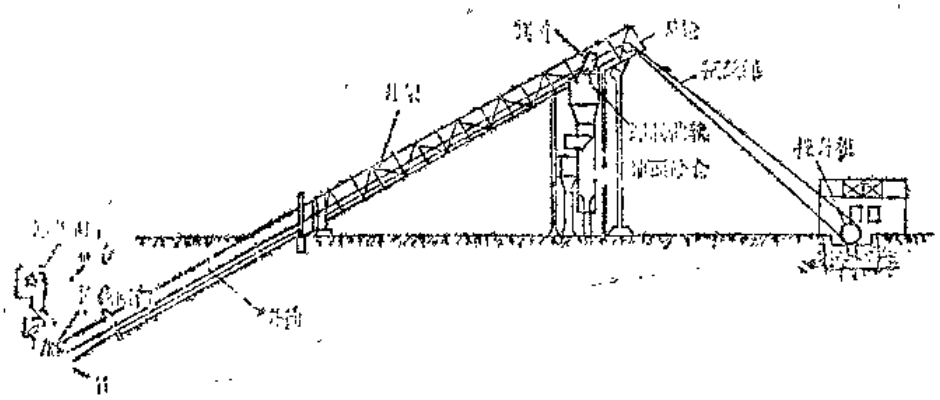


图7—19 斜井箕斗提升系统示意图

第八章　矿井防排水及压气设备

在矿井建设和生产时期，地下水和地表水都可能从各种通道汇入井下，这些汇入井下的水，统称为矿井水。当矿井涌水超过正常排水能力时，就会酿成水灾。如1984年6月2日河北开滦煤矿的透水事故，给国家和井下人员造成极其严重的后果和损失。为了保证矿井正常生产和人身安全，必须采取各种有效措施，防止地表水流入井下，并及时地将流入井下的水排至地面。贯彻以防为主，防排结合的方针。

第一节　矿井防水措施

一、地面防水

地面防水是防止地表水大量流入井下的重要措施，也是保证矿井安全生产的第一道防线。在地面防水工作中，首先应充分调查研究地表水的来源及其变化规律；搞清矿区地形、地貌、地质构造、降雨量、融雪量、山洪的水流分布以及最高洪水位及透水通路等情况，然后根据实际要求，可采取以下几种防治措施：

1．正确选择井筒位置及工业广场　井口、平峒口及其工业广场应高于历年最高洪水位。如果受其它条件的限制，井口标高在最高洪水位以下时，必须修筑防洪堤坝及排水沟渠。

2．修建引洪工程　为了截断山洪、防止大量雨水汇入矿区，可在矿体边缘或塌陷区的上方，迎着来水方向开凿截水沟，修建人工河道，把山洪引出矿区以外，如图8—1，8—2所示。

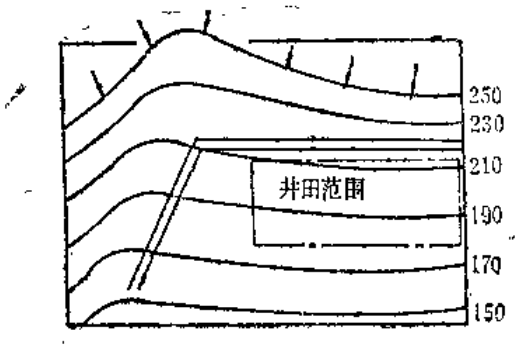


图8—1　山坡截洪沟

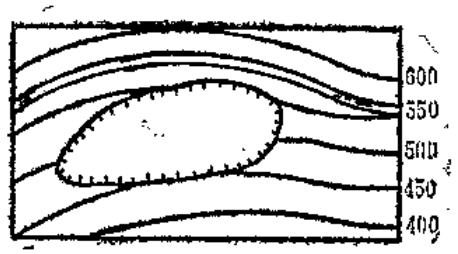


图8—2　塌陷区上方截洪沟

3．河流改道及疏水　如流经矿体上部的河流对井下有威胁时，则可在合适地点修筑堤坝，截断原有河道，将河水引出矿区以外，如图8—3所示。

如矿体范围内有大面积积水并有可能威胁井下时，可开凿疏水沟渠或安设水泵排干

积水。

4．堵塞漏洞　对可能通向井下的裂缝、洞穴、废弃的钻孔以及小范围内的塌陷坑，可以用土填堵，夯实并稍高出地表，防止水流渗入。

5．加强雨季前后的防汛组织工作。

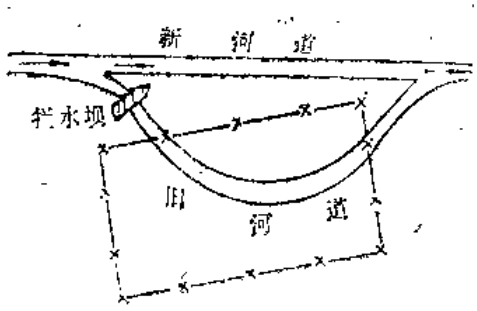


图8—3　改迁河道

二、井下防水

在矿井的开拓、掘进和回采的每一个环节，都必须做好井下防水工作。它的根本任务是：防止井下突然涌水，限制和阻挡地下水进入矿井。目前，井下防水主要采取探、放、隔、截、堵等综合措施。

1．探水　当掘进工作面接近溶洞、含水层、含水断层、被淹井巷时，都必须打超前探水钻孔。坚持“有疑必探，先探后掘”的原则，避免突然涌水事故发生。

2．放水（或疏干）　当探到水源以后，要设法将水有计划的放出来。水量不大时，则用探水钻孔放水；水量很大时，就需要另打放水钻孔。

3．隔水　当地下水源不能很快疏干或暂时不疏干时，可在水源和采区之间预留一定尺寸的矿柱，将水源与采区隔开。

4．截水　为了使井下局部地点的涌水不致波及其它地区，需在适当地点设置水闸门和水闸墙。前者设在井底车场、井下水泵房和变电所的出入口；后者设在需要永久截水的地方。

5．堵水　在水源地区，用制成的水泥浆液或化学浆液用管道压入地层裂缝或巷道，经凝结、硬化后，达到堵住水源的目的。

当井下发生明显的涌水预兆或大量涌水时，工作人员应立即停止工作撤离至地面，关闭水闸门等。

第二节　矿井排水

矿井排水是指将汇入井下的水流集中起来，再排至地面。它是战胜水害的重要手段。

一、排水方式

1．自流式排水　采用平峒开拓时，可将巷道纵向坡度开掘成3～5‰的坡度，供水沿水沟流到地面。这是一种最经济、最可靠的排水方式。

2．扬升式排水　采用竖井或斜井开拓时，只能借助水泵将水排至地面。这种排水方式又可分为固定式和移动式两种。井下水泵房一般都是固定式的，只有在开凿竖井或斜井时，才将水泵吊挂在专用的钢丝绳上，随掘进工作的推移而移动。

扬升式排水过程如图8—4所示，地下水沿阶段平巷水沟汇集于井底车场附近的水仓1中，然后利用水泵4将水仓中的水，经排水管6不断排至地面。

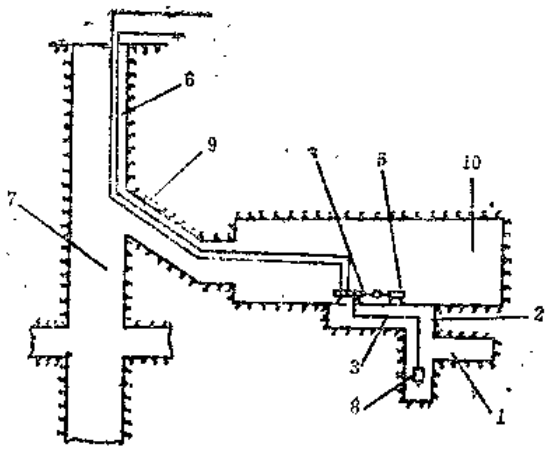


图8—4　扬升式排水示意图

1—水仓；2—吸水井；3—吸水管；4—水泵；5—电动机；6—排水管；7—井筒；8—吸水管；9—管子，电缆道；10—水泵房；

二、排水系统

由于矿井深度，开拓系统及各中段的涌水量不同，可供选择的排水系统如下：

1．直接排水系统　如图8—5a所示，在每个阶段的主要运输水平都设置水泵房和排水设备，分别将各阶段的地下水，直接排至地面。

2．集中排水系统　如图8—5b所示，当下部涌水量大，上部涌水量小时。上部水平的水，可用钻孔、管道或放水天井等办法将水放至下部水平的水仓中，然后由下部水平的主排水设备集中排至地面。

3．接力排水系统　如图8—5c所示，当下部水平涌水量小，上部水平涌水量大时，下部水平的积水由辅助排水设备，排到上部水平的水仓中，然后再由上部水平的主排水设备，将水排至地面。

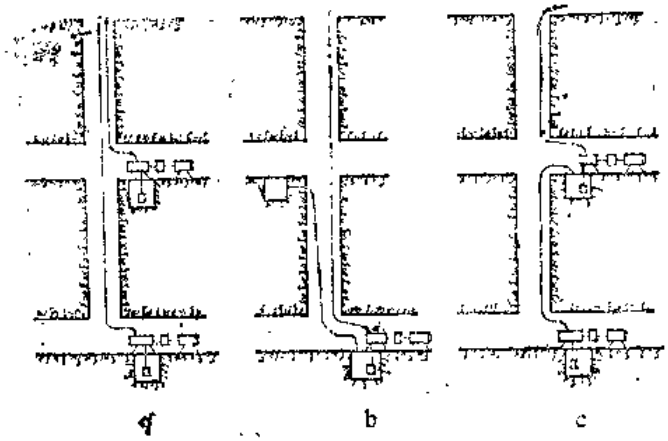


图8—5　排水系统图

三、排水设备

1．水泵　矿用水泵，目前一般多为卧式电动离心泵。我国主要生产D、DA、TSW等型号。前两种型号又可分为单级、多级、分段式三种。扬程低时采用单级水泵，扬程高时采用多级水泵。

图8—6为单级离心式水泵构造示意图。它是由螺旋状机壳1，叶轮2，排水管

3，吸水管4等组成。当电动机驱动叶轮旋转时，叶轮中的水在离心力的作用下，由叶轮中心甩至泵壳，然后通过排水管排出，与此同时叶轮中心进口处，由于水被甩离轮缘而形成真空，在吸水井液面上的大气压作用下，水沿吸水管进入水泵，并立即填补水轮中心，叶轮连续旋转，水即不断进入水泵内，并排至地面。

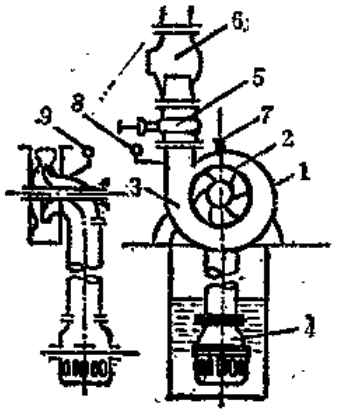


图8－6　单级离心式水泵

1—机壳；2—叶轮；3—排水管；4—吸水管；5—闸阀；6—逆止阀；7—泵；8—压力计；9—真空计；

水泵一般安装在井底车场附近的水泵房内。其能力和台数，应根据井下涌水量的大小和扬程的高低来决定。井下涌水量在50m³／h以上时，主要排水设备（包括水泵和排水管道），至少应装置两组（一组工作，一组备用），另外还须设置轮换检修用的水泵。每组水泵的排水能力，应保证在20h内排出一昼夜矿井内的正常涌水量。

2．排水管路　矿井排水系统的水管网路，包括排水管道和吸水管道。由于矿井深度不同，排水管管壁所受水压的大小各异，因此，应采用不同的管道。

一般矿井所用的普通排水管有：铸铁管，焊缝钢管和无缝钢管等。当井深在100m以内时，采用铸铁管；井深在100～250m时，采用焊缝钢管；井深大于250m时，采用无缝钢管。

矿井涌水量大，服务年限长的大、中型矿山，主要排水管路至少应敷设两条。只有在涌水量小，沿斜井敷设管道，可为一条。

当矿井水的PH值小于5时，则被认为是酸性水，此时应采用经特殊处理过的防腐管道或各种耐酸管道。并采用耐酸水泵，以提高其使用寿命。

第三节　矿山压气设备

由于矿井在生产过程中，使用了大量的风动机械。所以要求产生并输送压缩空气（简称压气）为各种风动机械提供动力。

产生和输送压气的主要设备有：空气压缩机（简称空压机），管路和辅助装置等三部分，简述如下。

一、空气压缩机

产生压缩空气的机器叫做空压机。它是矿山必备的动力设备之一。其任务是：安全、经济、可靠地供给足够数量的压缩空气，以带动风镐，风钻及其它风动机械工作。

国产空压机有活塞式、离心式、滑片式、螺杆式和膜式等各种型号。矿山大多使用活塞式空压机（又称往复式空压机）。

活塞式空压机按工作状态分为固定式和移动式；按气缸的不同布置方式分为立式、

卧式和角度式（有L型——气缸中心线成90°；V型——气缸中心线成60°和W型）；按压缩次数不同分为一级、两级和多级；按冷却方式不同分为风冷和水冷。目前，我国矿山广泛使用L型两级水冷固定活塞式空压机。

L型空压机工作原理（见图8—7），当曲柄2在电机驱动下旋转，并通过连杆3与十字头4，使曲柄的旋转运动变成活塞8的直线往复运动。图中立者为第Ⅰ级（低压）气缸9，卧者为第Ⅱ级（高压）气缸。当活塞由外止点向内止点开始运动时，气缸内活塞外侧处于低压状态，吸气阀13在大气压力作用下被推开，空气进入气缸，开始吸气过程。当活塞由内止点向外止点返回运动时，此时气缸内的压力大于大气压，吸气阀关闭。随着活塞的移动，气缸内的空气被压缩而压力逐渐升高，此是压缩过程。当压力超过排气阀14外的气压时，在压力差的作用下，排气阀打开，空气压力不再增加，压缩过程终止，开始排气过程。当活塞到达外止点时，排气过程完毕。活塞返行，缸内残留的压缩空气开始膨胀，至压力降到低于吸气阀外的气压时，吸气阀又打开吸气，至此完成一个工作循环。这样活塞重复往复运动，不断地将压缩空气输入储气罐（风包），以供使用。

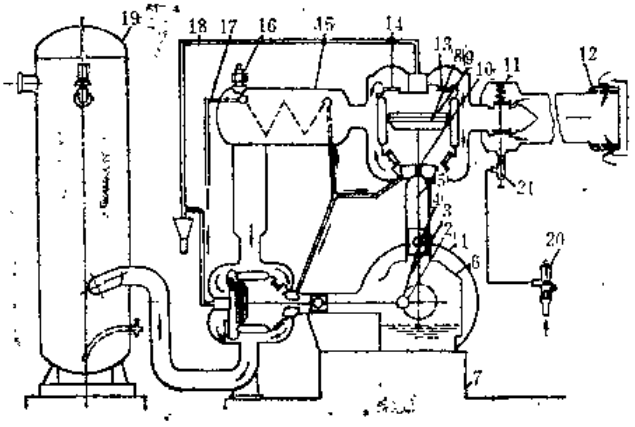


图8—7　L型空压机工作原理图

1—皮带轮；2—曲轴；3—连杆；4—十字头；5—活塞杆；6—机身；7—底座；8—活塞；9—气缸；10—填料箱；11—减荷阀；12—滤风器；13—吸气阀；14—排气阀；15—中间冷却器；16—安全阀；17—进水管；18—出水管；19—风包；20—压力调节器；21—减荷阀组件

二、空压机站及辅助设备

空压机站一般设在井口附近。站址应在空气洁净，通风良好，日照较弱，距废石场，烟囱应有一定的距离，并位于主导风流上方，还应便于安装及维修时的运输工作。空压机产生的压缩空气经输风管送入井下工作面，带动风动机械工作。空压机站的布置，如图8—8所示。

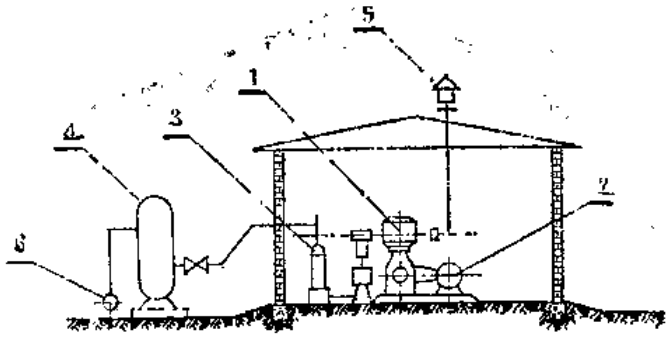


图8—8　空压机站布置

1—空压机；2—电动机；3—后冷却器；4—风包；5—滤风器；6—输风器；

1.空气过滤器　空气过滤器主要由壳体和滤芯组成，安装在吸气口上。它的

作用是阻止空气中的灰尘和其它杂质进入气缸。如果大量灰尘和杂质进入气缸，将与高温气体和润滑油混合粘附在气阀和气缸壁上，致使气阀不严密，并加快气缸和活塞部件的磨损，排气温度升高，功率消耗增大，生产能力减少。为此，空气进入气缸前，必须经过滤风器过滤。小型空压机一般采用铁纱网滤风器或充有不锈钢丝绒的滤风器；排气量为40m³/min的空压机则采用金属蜂窝式或油浸滤风器。

2、**风包**　风包安装在空压机与排气管路之间，它的作用是：稳定输气管中的压力；除去空气中的水分和润滑油；储存一定数量的压气。

风包一般布置在空压机站外面阴凉处。

3、**空压机的冷却**　当空气在气缸中受到压缩时，空气和气缸的温度都要升高，当温升超过润滑油闪点温度时，将引起油的碳化甚至燃烧、爆炸，故要求两级空压机的排气温度不得超过160°C。为降低能耗，提高空压机效率和安全运转，则在空压机的两级之间，有时还在空压机和风包之间设置冷却器。前者叫中间冷却器，后者叫后冷却器。其作用除对空气进行冷却外，还能促使水蒸汽和油雾更好凝结、分离。

小型空压机一般采用风冷式冷却。风冷式空压机靠气缸外部的散热片散热；大、中型空压机采用水冷式结构。冷却水流过水套将缸体或管道内的热量吸收以降低压气的温度。

冷却水的供水方式有直流式和循环式两种。采用循环式供水时，需补充5～10%的新水。

空压机进出水温差应不超过20°C，进水温度不超过30°C

三、输气管路

从空压机站至采掘工作面的输气管均采用金属管道（焊接管或无缝钢管），工作面采用橡胶软管接到风动机械上。由于胶管的阻力损失大，故其长度不应超过15m。

矿用输气管道的压力不大于8 kgf／cm²，属于低压管道。直径在50mm以内的管子用套管连接；大直径的管子用焊接或法兰盘连接，永久性的管路应采用焊接，这样既能保证连接的可靠性，又能减少漏风损失，并可节省钢材。焊接管单段长度，应考虑架设方便，在井下一般不超过40m为宜。胶管与金属管的连接采用管夹压紧，或用铁丝拧紧均可。

由于从空压机排出的压气温度较高，因此从空压机站起200m以内的管道，如用法兰盘连接，须采用石棉橡胶垫圈。安装时在垫圈两侧涂上白铅油以免漏气。

为充分排出管内因分离而聚积的水和油，沿气流流动方向的管道坡度应不小于1：300，并需在管道最低处装设油水分离器和放水（油）阀门，以免对风动机械产生不良影响。

输风管在竖井内敷设时，若井筒系采用木支护，则可用管卡直接固定在井框上，否则应安在专用管子间内；在运输平巷中，输风管路一般敷设在人行道的上方或下方，若设在人行道上方，多采用铁丝捆绑悬吊的方法来固定，固定后管底净空应不小于1.8 m高，以便人员行走。

地表和平峒口内200m段的管路，由于大气温度变化较大，当无法采用管路的弯曲来消除温差的膨胀时，则应装设管长伸缩补偿器，实际上是填料密封的一段套管，但在管道弯曲比较多的地段可以不装。

为便于空压机的维修管理和准备零配件，在选择空压机时，最好是同一型号，同一制造厂生产的空压机，台数不宜过多，以3～5台比较合适。备用空压机不少于一台。

第九章　露天采矿基本知识

第一节　概述

矿床开采，分地下开采、露天开采和海洋开采。地下开采的有关知识，前八章已作了专门介绍，从本章起主要介绍露天开采基本知识。

图9—1所示为凹陷露天采矿场全貌。从图上可以看出。所谓露天开采，就是从敞

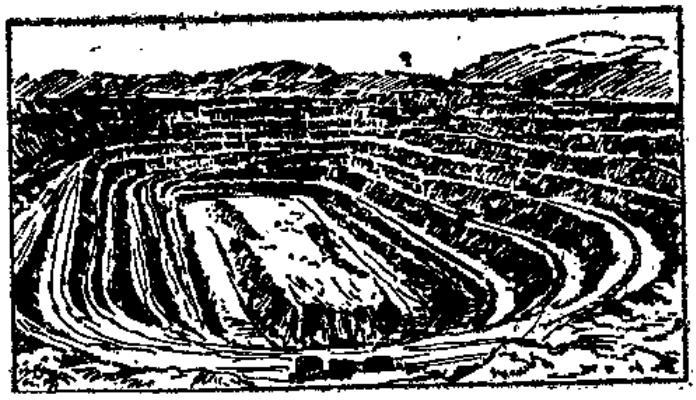


图9—1　露天采矿场全貌

露的采矿场采掘有用矿物。根据采矿手段不同，露天采矿，有机械开采和水力开采两种方式。前者用于开采坚硬矿岩，以深孔爆破，机械采掘为获取矿石的主要手段；后者用于开采松软矿体和砂矿，以水枪喷射高压水柱进行冲采，经水力搬运获取矿石。

根据教学大纲，本部分仅就露天矿机械开采和石材开采予以论述。

第二节　开采台阶和露天采矿场构成

露天采矿，为便于穿爆、采装和运输，在开采范围内，按一定高度将矿体、围岩划成水平分层，保持一定超前距离自上而下逐层开采，在开采过程中，逐步形成阶梯状工作面，这种工作面叫台阶。也称阶段。

台阶是露天采矿场的基本组成单位，是独立的剥离、采矿单元。其构成如图9—2所示。

台阶的上部平台和下部平台是相对的，一个台阶的上部平台又是其上一台阶的下部平台。每个台阶通常以其下部平台标高命名，习惯上把台阶叫做××水平，如图9—3所示+12m 水平、0 m水平等。

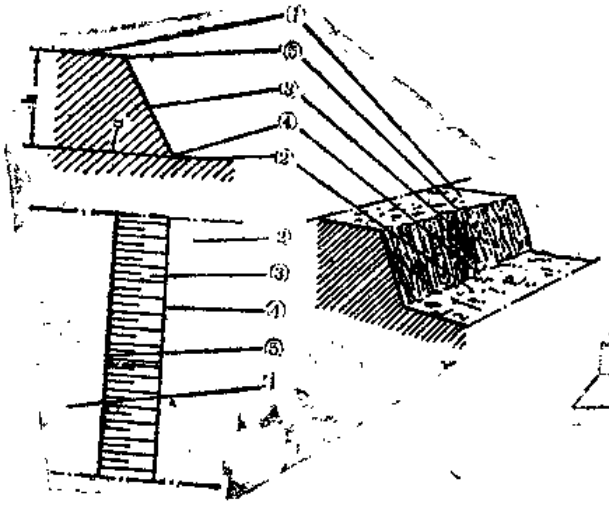


图9—2　台阶构成示意图

1—上部平台；2—下部平台；3—台阶坡面；4—台阶坡底线；5—台阶坡顶线；a—台阶坡面角；h—台阶高度

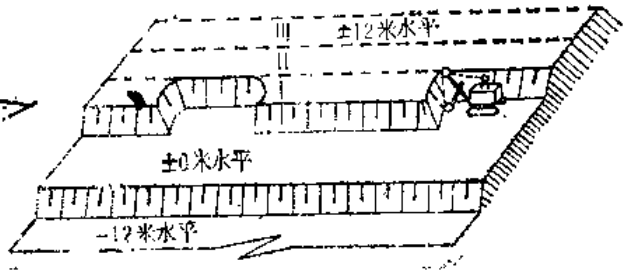


图9—3　台阶命名及开采示意图

Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ—采掘带

台阶的平台是采矿作业场地，开采时，一般根据挖掘机的挖掘半径、卸载半径和爆堆宽度，将其划分条带状采掘带依次开采。如果采掘带很长，可根据一台挖掘机所需的采掘工作线长度再划为采区，各采区独立开采。

台阶的坡面，是台阶的临空倾斜面，其坡面角的大小，关系着采矿作业的安全，一般为55～75°，视矿岩稳固程度与台阶高度而定。

露天采矿场四周、采矿作业已经结束的台阶平台和台阶坡面的总体表面，叫露天采矿场的非工作帮，也叫最终边帮，如图9—4中之BC、AF。非工作帮的位置固定不

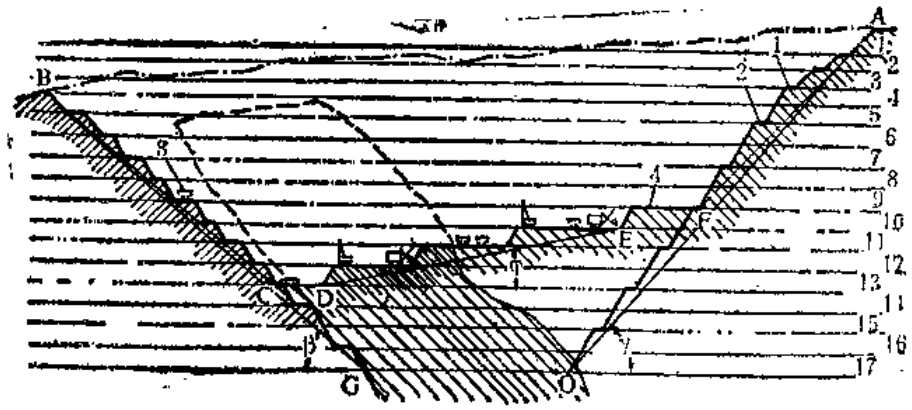


图9—4　露天采矿场构成示意图

1—安全平台；2—清扫平台；3—运输平台；4—工作平台

变，故边帮必须稳定。据其与矿体的相对位置，非工作帮分顶帮、底帮和端帮。非工作帮的平台，视其用途不同，分安全平台1、清扫平台2和运输平台3。

安全平台，宽约为台阶高度的1／3，一般为2～4 m。用于阻挡和容纳边坡上掉落的岩石，调节缓和边坡角，以保证最终边帮的稳定性和下部各水平的作业安全。

清扫平台，宽6米左右，每隔3～4个台阶设置一个，既起安全平台作用，又便于装载、运输设备清理堆积在安全平台上的岩碴。

运输平台，与出入沟同设在非工作帮的一侧及端帮上，其宽度视运输方式和运输线路而定。

露天采矿场的工作帮，由正在进行和将要进行的采矿和剥离台阶组成的边帮，是作业台阶的总体表面，其水平部分叫工作平台（图9—4中之4），是穿爆、采装、运输的作业场地。工作帮的位置，随采矿作业的进行不断变动。

过非工作帮最上部台阶的坡顶线和最下部台阶的坡底线所作的假想斜面AO、BG（图9—4），是露天采矿场的最终边坡位置，叫最终帮坡面，其与水平面的夹角β、γ叫最终帮坡角。

连接工作帮最上部台阶和最下部台阶坡底线所作的假想斜面DE叫工作帮坡面，该坡面与水平面之夹角φ叫工作帮坡面角，其大小介于7～17°。

最终帮坡面与地表相交的闭合曲线叫露天采矿场的上部最终境界线，图9—4中之A、B为其上的两点。最终帮坡面与露天采矿场底平面相交的闭合曲线叫露天采矿场的下部最终境界，图9—4中之G、O为其上的两点。上部最终境界线水平与下部最终境界线水平之间的垂直距离叫露天采矿场的最终开采深度。由最终边坡，下部最终境界线和最终开采深度所圈定的范围叫露天采矿场的最终境界。

第三节　山坡露天矿和凹陷露天矿的概念

根据矿体产状和地形条件，上部分以山坡露天开采，下部分以凹陷露天开采，两者的划分，以地表封闭圈为界，此圈以上，叫山坡露天矿，此圈以下，叫凹陷露天矿。（图9—5）。

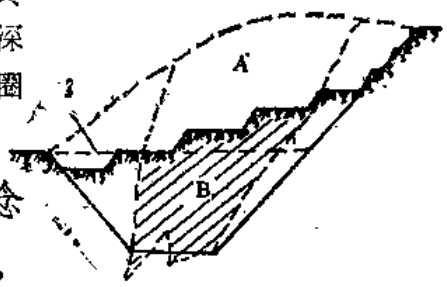


图9—5　山坡露天矿和凹陷露天矿示意图
1—露天矿境界封闭圈

第四节　露天采矿步骤简述

露天采矿，通常按以下步骤进行，即地面准备，矿床疏干和防排水，矿山基建，日常剥离和采矿，及地表恢复与利用。

所谓地面准备，就是排除开采范围内防碍生产的各种障碍物，如砍除树木，湖泊排干，迁移建筑物，乃至道路和河流改道等。

开采有地下水的矿床，为确保正常开采，应排水疏干。此项工作，不仅要预先进行，而且要贯穿于露天矿开采的始终。与此同时，应在地面修筑档水坝、截水沟，防止地表水流入采矿场。

露天矿投产前，必须完成相应的基建工程，如矿床开拓、表土剥离、建立排土场、铺设运输线路等。

矿床开拓，就是掘出入沟和开段沟，前者是建立地面与开采水平之间或各开采水平之间的运输联系而掘进的倾斜沟道；后者是在各开采水平为开辟剥离、采矿工作台阶而掘进的水平沟道，是各水平的初始开采工作线。

所谓剥离，就是揭露矿体，铲掉覆盖在矿体上面的表土及矿体上、下盘部分围岩。只有表土剥离之后，才可回采矿石。

有些露天矿区，要占用大量农田和土地，使可耕地减少，故开采期间或开采结束时，应有计划、有步骤地复土回田。

掘沟、剥离和采矿，是露天矿生产过程中三大重要矿山工程，其生产工艺环节基本相同，都包括穿爆、采装和运输，其具体工艺过程，将在“露天采掘工艺”章论述。

第五节　露天采矿与剥离的关系

由前述各节可知，露天采矿场是一个空间形状复杂的几何体，每个采矿场的形状、大小及其境界内的矿岩量都不相同。为确保露天矿以一定生产能力正常、持续稳定、掘沟、剥离和采矿，在同一开采水平，必须顺序进行。上、下水平之间，掘沟、剥离和采矿在时间上和空间上都必须保持适当的超前关系。上部水平依次采到最终境界时，下部水平依次开拓、采准出来；上水平剥离工程完成后，下水平正在采矿或掘沟。这说明上、下水平在时间上、空间上的超前关系，其实质是反映了剥离对采矿在时间上、空间上的超前关系。一般而言，露天矿除基建时期需大量剥离而不采矿或顺便采出少量矿石外，正常生产时期，都要一边剥离一边采矿。剥离是为了采矿，剥离必须超前采矿，这是露天采矿的一个客观规律，并与露天采矿正反两方面的经验所证实。这一客观规律归纳为“采剥并举、剥离先行”八个字，是露天矿山组织生产的基本指导方针。违反这一方针，就会造成采剥失调，剥离欠量，掘沟落后，生产下降，矿山正常生产遭到破坏。故露天矿自始至终应保持剥离超前采矿，才能保证持续、稳产。

第六节　剥采比及露天开采境界

露天开采范围，叫露天开采境界，由露天采矿场的底平面边界、最终边坡及开采深度三个要素组成，由露天采矿设计，根据地质资料及合理的技术经济指标在矿体中圈出。

遵循不同原则，可以圈出各种形态、大小不一的开采境界，反映在矿山开采年限、基建投资、建设期限、生产经营费也不相同。开采境界一旦确定之后，露天矿的矿石量、废石剥离量即已确定，露天矿的生产能力、开采年限、矿床开拓及总图运输也会受到影响，对整个矿床开采的经济效果会产生深远影响。因此，合理确定露天开采境界，是露天采矿的一项重要工作。

露天开采境界，受许多因素影响，大体上为以下三大类：

（1）矿体产状及自然条件等因素；

（2）基本建设投资、基建期限、矿石收售、设备供应情况，以及国民经济发展水

平等经济因素；

（3）矿山附近的河流、铁路干线、重要建筑构筑物对露天开采境界的影响等组织技术因素。

上述诸因素，对露天开采境界大小的影响程度，各不相同，应综合考虑。一般情况下，露天开采境界主要是根据经济因素确定。

露天开采，随着矿石的不断采出，要不断地剥离大量废石。如图9—6所示，随着露天开采境界由abcd扩展到a′b′c′d′，可采矿量从A_1增加到A_1+A_2，需要剥离的岩石量也从V_1增加到V_1+V_2，可见，露天开采境界与岩石剥离量和可采矿量密切相关。岩石剥离量和可采矿量之比叫剥采比，它表示露天采矿场采出单位矿石需要剥离的岩石量，以m^3/m^3、m^3/t或t/t为单位。

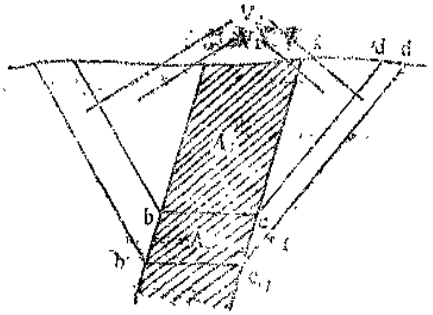


图9—6 露天开采境界影响岩石剥离量和可采矿量示意图

剥采比是反映露天采矿的重要经济指标，用于确定露天开采境界。下面介绍的几种剥采比，从不同角度反映了露天开采的剥离关系。

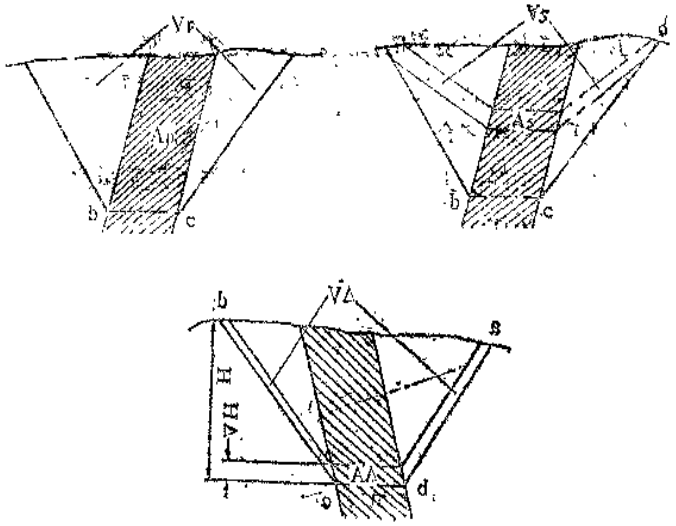


图9—7 各种剥采比示意图

a—平均剥采比；b—生产剥采比；c—境界剥采比

1．**平均剥采比**n_p（图9—7a） 为露天开采境界内岩石剥离总量与可采矿石总量之比，即：

$$n_p=\frac{V_p}{A_p} \qquad (9-1)$$

式中：n_p——平均剥采比，m^3/m^3，m^3/t或t/t；V_p——露天开采境界内岩石剥离总量m^3或t；A_p——露天开采境界内可采矿石总量，m^3或t。

2．**生产剥采比**n_s（图9—7b） 为一定生产时期内例如一年内，露天开采境

界内岩石剥离量与可采矿石量之比，即：

$$n_s = \frac{V_s}{A_s} \qquad (9-2)$$

式中：n_s ——产剥采比，m^3/m^3、m^3/t或t/t；V_s ——某生产时期内岩石剥离量，m^3或t；As ——某生产时期内可采矿石量，m^3或t。

3．境界剥采比 n_J（图9—7c） 为露天矿不改变最终边坡角条件下，延深ΔH深度（一般为一个台阶高度）后增加的岩石剥离量和可采矿石量之比，叫深度H的境界剥采比，即：

$$n_J = \frac{\Delta V}{\Delta A} \qquad (9-3)$$

式中：n_J ——境界剥采比，m^3/m^3，m^3/t或t/t；

ΔV——露天开采境界延深后增加的岩石剥离量，m^3或t；

ΔA——露天开采境界延深后增加的可采矿石量，m^3或t。

随着露天开采境界的延深与扩大，可采矿石量虽然可随之增加，但岩石剥离量也相应增加，而且增加幅度比前者大，也就是说，随着露天开采境界的扩大，前述各种剥采比也增大。

确定露天开采境界，实质上是，确定一个剥采比不超过经济合理剥采比的开采境界，这是确定露天开采境界的基本原则。在露天采矿设计中，普遍采用境界剥采比不超过经济合理剥采比作为确定露天开采境界的原则。按照这个原则确定的露天开采境界通常也能满足平均剥采比≤经济合理剥采比的要求。但是对于某些覆盖层很厚或不连续的矿体，则需要用平均剥采比≤经济合理剥采比的原则去校核。

经济合理剥采比，是指经济上允许的最大剥岩量与可采矿量之比，是确定露天开采境界的依据。经济合理剥采比，通常按以下方法确定。

（1）成本比较法：当矿床划分为露天开采和地下开采时，经济合理剥采比根据露天采矿成本不超过地下采矿成本确定，即：

$$n_e \leqslant \frac{c-a}{b} \qquad (9-4)$$

式中：n_e ——经济合理剥采比，m^3/m^3；c ——地下采矿成本，元／m^3；

a ——露天开采纯采矿成本，元／m^3；b——露天采矿剥离成本，元／m^3。

（2）价格法：当矿床只用露天开采时，则以露天开采产品成本不超过国家规定的矿石价格，以保证矿山不亏损为原则确定，即：

$$n_e = \frac{c_1-a}{b}, \quad m^3/m^3 \qquad (9-5)$$

式中：c_1 ——国家规定的矿石价格，元／m^3。

第十章　露天矿床开拓

采下的矿石和废石需要转运到地面的受矿点和排土场；同时，还必须将设备、工具和材料等从地面工业广场运送到露天采矿场的各工作地点。所以，就要按照一定的方式和程序，开辟地面至采矿场内各工作台阶的运输通路。

露天矿床开拓，就是指建立地面工业广场、受矿点、排土场与采矿场之间以及各工作台阶之间的运输通路，并借助这些通路准备新的开采台阶的工程总称。

露天矿床的开拓是通过开掘一系列坑道(包括露天坑道和地下井巷)系统来实现的。开辟运输通路的坑道系统，叫做开拓运输系统。露天矿山开拓运输系统的建立，与矿山的采矿和剥离工作以及矿山工程的延伸和新台阶的准备等有密切的关系。开拓运输系统确定是否合理，始终影响到矿山的生产效率。因为，在露天矿山的整个生产时期内，很难或根本不可能随意改变矿山的开拓运输系统。因此，正确合理地选择开拓运输方法，对矿山持续地发展生产，具有十分重要的意义。

露天矿床开拓方法的分类，由于依据不同，国内外尚未统一。苏联的祖尔柯夫按开拓坑道的有无和类型，将各种开拓方法分为：有沟开拓法，无沟开拓法，地下井巷开拓法和联合开拓法等四类。我国采矿工作者认为：露天矿床开拓方法与运输方式及所采用的运输设备类型有着密切的联系。因此，应以不同的运输方式进行分类和命名较恰当。按不同的运输方式，露天矿床开拓方法主要分为：公路运输开拓法，铁路运输开拓法，胶带运输开拓法，斜坡卷扬开拓法，平峒溜道开拓法和联合开拓法等六类。

第一节　公路运输开拓

公路运输开拓常用自卸汽车作为运载工具，所以也叫汽车运输开拓。由于汽车运输机动、灵活，能较好地适应露天矿采剥顺序的扩展，有利于强化开采。因此，近二十年来，汽车运输开拓法在露天矿得到最广泛的应用。国内外露天矿，基本上都采用汽车运输开拓。

采用公路运输开拓时，为了建立地面至露天采矿场各工作台阶之间的运输通路，必须开掘一些缓倾斜露天坑道（即出入沟）。这些坑道在平面上的布置形式有：直进式坑线，回返式（折返式）坑线和螺旋式坑线三种。

直进式坑道的特点是：坑线设置在采矿场的一帮，设在非工作帮上的坑线，称为固定坑线，设在工作帮上的坑线，称为移动坑线，汽车在坑线上行驶时，不改变运行方向，如图10—1所示。

回返（折返）式坑线的特点是：坑线也是设在采矿场的一帮，但汽车在坑线上行驶时，其运行方向有规律的改变，上、下水平回返一次呈“之”字形，如图10—2所示。

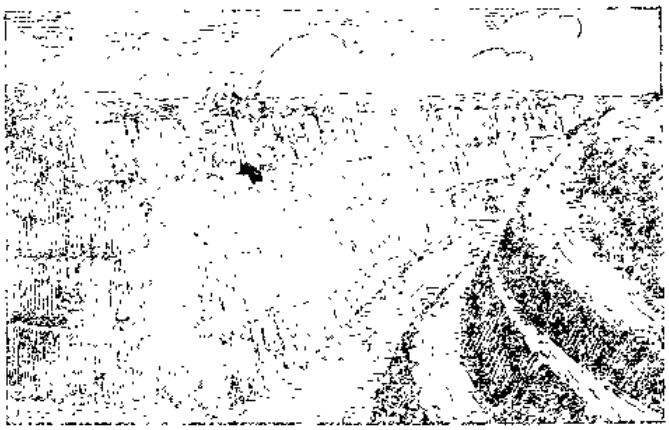


图10－1　直进式坑线

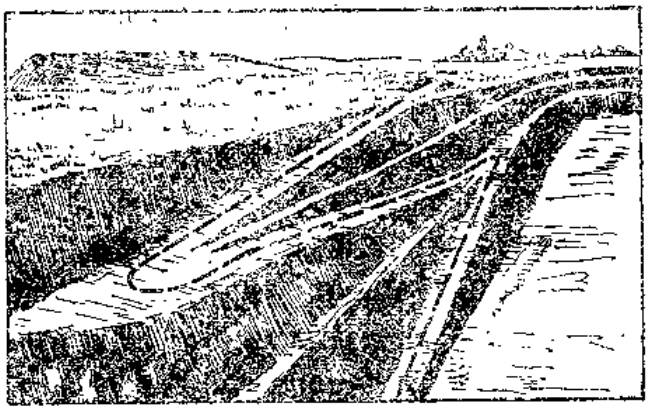


图10－2　回返（折返）式坑线

螺旋式坑线的特点是：坑线布置在露天矿场四周的边坡上，汽车由一个水平向下一个水平运行时，运行方向不变，呈空间螺旋状，如图10－3所示。

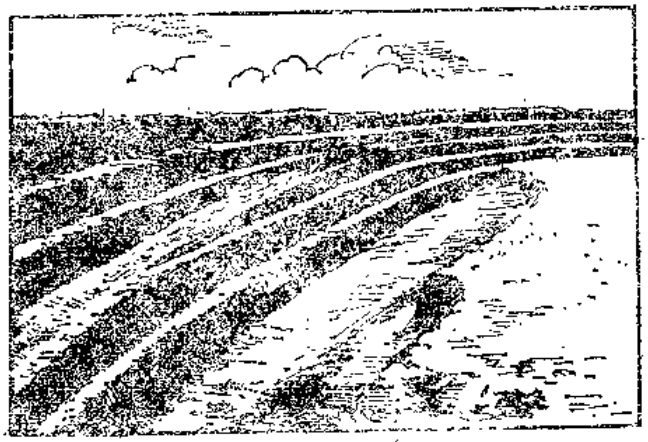


图10－3　螺旋式坑线

以上三种坑线，以固定回返（折返）坑线应用最多。下面分别介绍这三种坑线在开拓山坡露天矿和凹陷露天矿时的应用。

一、直进式坑线开拓

采用公路运输开拓山坡露天矿时，如果矿区地形比较简单，高差不大，可把运输干线布置在山坡的一侧，干线不折返可直达矿体。如图10—4为直进式公路运输开拓山坡露天矿的示意图。从图中可以看出，运输干线布置在露天矿境界外一侧，工作面单侧进车，汽、电车可向下行，汽车在干线上均需改变运行方向。

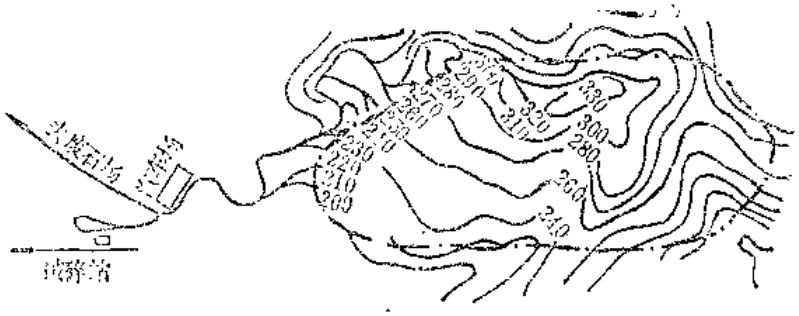


图10—4　直进式公路运输开拓山坡露天矿

对于矿床埋藏较浅，又有足够走向长度的凹陷露天矿，也可采用直进式坑线开拓。此时，运输干线布置在露天矿场的一端，公路不折弯便可下到露天矿场底部。

直进式公路运输开拓的优点是：布线简单，汽车运行不改变方向，行车方便，运行速度及设备运输效率高。因此，在条件允许的情况下，应优先考虑采用。

二、回返折返坑线开拓

对于储量较大、地形复杂的山坡露天矿，或开采深度较大的深凹露天矿，要使开拓坑线到达所要开采的高度或深度，不改变汽车的运行方向而直线到达是不可能。此时，可采用回返坑线开拓。如图10—5为白银厂1号露天矿场采用回返式公路运输开拓的示意图。该矿设计开采深度为300 m，属深凹露天矿。矿体走向长为1200 m，厚100～

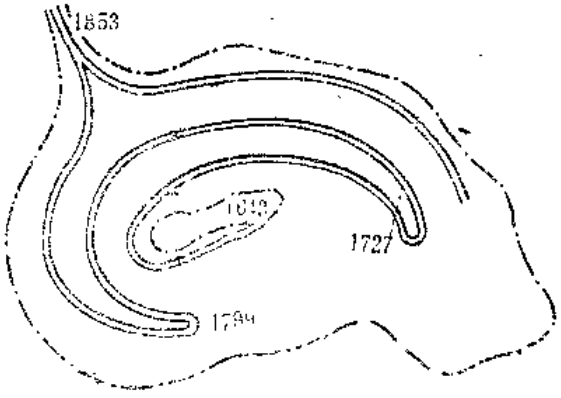


图10—5　回返（折返）式公路运输开拓凹陷露天矿

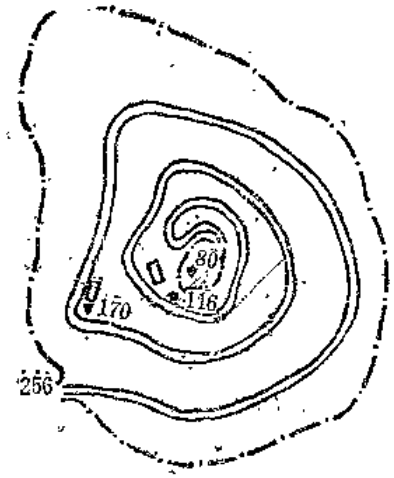


图10—6　螺旋式公路运输开拓凹陷露天矿

200 m，中间有很多夹层，倾角为45～70°。公路干线布置在上盘及两端帮，从总出入沟口至采矿场底部，设置两个回返平台两个回返平台之间，每个台阶的公路干线上留有40 m 长的联络平台，以便与台阶联络线连接。

回返（折返）式坑线开拓的主要优点是：容易布线，适用范围广，矿山工程发展简便，工作台阶数目较多。其缺点是：当汽车经过曲率半径很小的回返平台时，需减速运行，从而降低了运输效率。

三、螺旋式坑线开拓

当开采深凹露天矿时，为了避免汽车通过曲率半径很小的弯道，可采用螺旋式坑线开拓。此时，开拓坑线从采矿场的一帮绕到另一帮布置，在空间呈螺旋状。如图10—7为弓长岭铁矿独木矿区，采用螺旋式公路运输开拓的示意图。该矿区设计开采深度为200m，采矿场的平面为800×600m，围岩比较稳定。若采用回返坑线开拓，因回返次数很多，致使扩帮工程量增加，并使运行条件恶化，因此选用螺旋坑线开拓。

为了缩短运距，减少基建剥岩量和新水平准备工作量，也可以将坑线布置在工作帮上，而成为移动坑线公路运输开拓法。

四、公路运输开拓评价

公路运输开拓是现代露天矿应用较多的一种开拓运输方法。它具有机动灵活，调运方便，爬坡能力大，对线路的技术条件要求较低，能通过较大的限制坡度和较小的曲率半径；运距短，车辆周转快，有利于提高掘沟速度；开拓坑线较短，可减少开拓工程量和基建投资，缩短基建时间，有利于加快新水平的准备等优点。但汽车运输受气候影响较大，吨公里运费高，轮胎磨损大，维修费用高，燃料消耗量大且价昂。这种开拓方式特别适用于地形复杂，矿床赋存形状不规则或采矿场平面尺寸较小而开采深度较大的露天矿。我国许多非金属矿床大都符合上述情况，近年来随着我国汽车制造工业的发展和石油工业的起飞，可以预见，今后公路运输开拓法，在我国各类露天矿的应用，将更加广泛。

今后汽车运输技术的发展趋势是：预计到2000年，国内大型露天矿将广泛采用110～180 t 级的大型汽车；中、小型露天矿仍将使用30～60 t 级的自卸汽车。为了对付石油燃料的短缺和价昂并减少油耗，将出现多种燃料混合工作的发动机，并采用电子操纵系统来调节并控制燃油消耗，辅以摩电装置的架线式电动轮汽车，将逐步得到推广。近年来，加拿大杰弗雷石棉矿已采用架线式电动轮汽车。

采用电子计算机自动调度汽车，预计到2000年时，将在各种大型露天矿全面推广应用。微处理机也将进入汽车驾驶室，以便驾驶员及时掌握汽车部件的运转情况及潜在问题。为减少轮胎的磨损，提高抗切割和抗热能力，节约燃油，降低经营费用，辐射性夹层轮胎或带橡胶外套的密封无缘轮胎，将在大型汽车上得到推广应用。

第二节　铁路运输开拓

在40～50年代，铁路运输开拓曾占世界各国露天矿开拓的统治地位。自60年代以来，随着世界采矿科学技术的发展，以及重型自卸汽车、电动轮自卸汽车等运输设备的出现，铁路运输开拓法在国外露天矿的应用日趋减少。由于历史的原因，我国目前仍有70%左右的露天矿采用铁路运输开拓。

采用铁路运输开拓时，为了建立地面通向各工作台阶的运输通路，与公路运输开拓类似，必须开掘一些露天坑道，以便铺设运输干线。开拓坑道的布置形式亦可分为直进式，折返式和螺旋式三种。由于列车的爬坡能力小，从一个台阶到另一个台阶的坑线较长，转弯时所需曲率半径又大，而多数露天矿场的平面尺寸是有限的。因此，在实际工作中，以折返式坑线应用最广。

一、山坡露天矿折返坑线铁路运输开拓

铁路运输开拓山坡露天矿的程序是：从地表向采矿场最高开采水平铺设铁路，以形成全矿的运输干线，然后自上而下开采。铁路干线的布置形式主要取决于露天矿的地形条件。

（1）当露天采矿场位于孤立山峰时，铁路干线通常呈折返式设在不进行矿山工程的非工作山坡上，如图10—7所示。

（2）当露天采矿场位于丘陵地带时，铁路干线仍以折返式设在非工作山坡上。如图10—8所示，该矿区处于丘陵地带，矿体与山脊平行出露于山包上，高差80 m左右。采用下盘固定折返坑线开拓，工作线由上盘向下盘推进。

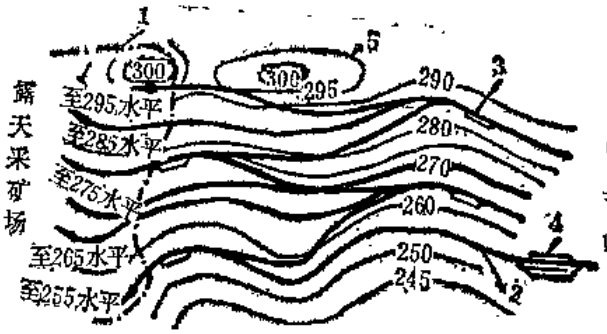


图10—7　孤立山峰山坡露天矿折返坑线开拓
1—开采境界；2—铁路；3—折返站；4—矿山站；5—地形等高线

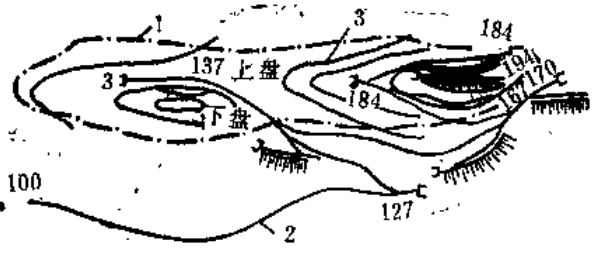


图10—8　丘陵地带山坡露天矿折返坑线开拓
1—开采境界；2—铁路；3—地形等高线

二、凹陷露天矿折返坑线铁路运输开拓

凹陷露天矿是从地表开始向下开采的。其开拓程序是，从地表向下，首先开掘第一个水平的露天沟道以铺设铁路运输干线。随着矿山工程的发展，铁路干线再逐步延伸加长。露天矿开采结束时，运输干线才全部形成。因此，开拓坑线的位置有固定和移动坑

线之分。下面分别介绍其各自特点。

1．**固定折返坑线开拓**　坑线大部布置在露天开采境界之内的最终边帮上（非工作帮上）。在生产过程中，该坑线除向深部不断延伸外，不作任何移动，如图10—9所示。

2．**移动折返坑线开拓**　坑线布置在工作帮上，其位置在生产过程中不断改变，当坑线移动到开采境界的最终边帮时，才固定下来。

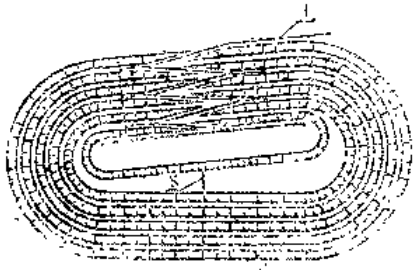


图10—9　固定折返坑线开拓
1—坑线；2—推进方向

三、铁路运输开拓评价

铁路运输开拓具有运输能力大，运输设备坚固耐用，合理运距长，吨公里运输费及年经营费低等优点。但采用这种开拓法时，基建工程量大，辅助设施多，对线路（如坡度、曲率半径等）要求严格，工作灵活性差，运输组织和调度工作复杂，新水平准备困难等缺点。因此，当矿体埋藏较浅，平面尺寸较大的凹陷露天矿，地形简单，高差不大的山坡露天矿，采用铁路运输开拓，能取得很好的经济效益。

第三节　胶带运输开拓

由于铁路运输开拓的合理开采深度较小，公路运输开拓又受合理运距的限制。同时，这两类开拓方法的开拓坑道都是缓沟，其坡度一般都在6°以下。因此，对于深凹露天矿和高山露天矿的开拓，其线路的展线太长，不但使运距增大，运输效率降低，而且使开掘工程量增大，从而影响矿山的经济效果。

随着露天矿山开采深度的加大及生产能力的提高，需要寻求一种更加合理的运输方式，以适应采矿工业的发展要求。为此，近年来在胶带运输机不断改进和完善的形势下，胶带运输开拓法在我国露天矿山已获得广泛使用。国外非金属露天矿，应用这种开拓法较多。

胶带运输常与汽车或前端式装载机配合并伴随固定（或半固定）破碎机，以便形成连续化的运输体系。采用胶带运输开拓时，由于爆破后的矿岩块度较大。因此，必须先经破碎机破碎后，才能使用胶带运输。

露天矿常用的胶带运输开拓系统有：移动式破碎机—胶带运输开拓系统；汽车—固定（或半固定）破碎机—斜井胶带运输开拓系统；汽车—半固定破碎机—胶带运输开拓系统。

一、移动式破碎机—胶带运输开拓

这种开拓方法，常用挖掘机将矿石或岩石直接装入设在采掘工作面上的移动式破碎机内；也可以用前装机或汽车在卸载平台上将矿石或岩岩卸入破碎机。破碎后的矿岩，再用胶带运输机从采掘工作面直接运出采矿场，如图10—10所示。

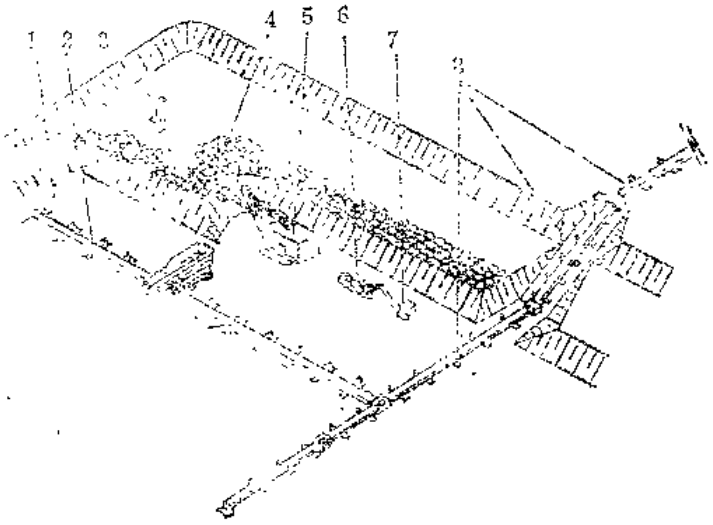


图10—10　移动式破碎机—胶带运输开拓

1—采矿场；2—工作面胶带运输机；3—钻机；4—移式破碎机；5—挖掘机；6—大块；7—垫铺；8—干线胶带运输机

移动式破碎机可分为履带式和迈步式两种。当破碎设备重量大于300 t时，一般采用迈步式行走机构。在开采过程中，破碎机和设在工作面的胶带运输机随工作面的推进而移动。

移动式破碎机　胶带运输开拓在国外开采水泥原料的石灰石矿中，应用较广。

二、汽车—固定（或半固定）破碎机—斜井胶带运输机开拓

这种开拓法是将胶带运输机设在通向采矿场底部的斜井内。斜井又与采矿场内的溜井连接，在溜井下端设固定式破碎站。在采矿场内，用自卸汽车将矿石和岩石分别运往矿石溜井和岩石溜井，并溜放到地下破碎站，破碎后再由给矿机转载给斜井内的胶带运输机运到地面，如图10—11所示。



图10—11　汽车—固定式破碎机—斜井胶带运输机开拓

1—斜井；2—破碎站；3—坑口

这种开拓方法具有生产环节简单，运输设备少等优点。但基建工程大，投资多，建设时间长，井下劳动条件差等缺点。

当开采很深的露天矿时，为了缩短采矿场汽车运输距离可采用这种开拓法。

三、汽车—半固定破碎机—胶带运输开拓

这种开拓法是将破碎站和胶带运输机设在采矿场的非工作帮上。采掘工作面采下的矿岩，用自卸汽车分别运到破碎站，破碎后再由给矿机转载给胶带运输机运到地面，如图10—12所示。

在采矿场内，为保持汽车的经济合理运距，随着开采深度的下降，破碎站每隔8～

5个台阶移设一次。常用的破碎设备有：旋回式破碎机和鄂式破碎机两种。当破碎粘结大的矿石或生产规模较小时，应选用鄂式破碎机。

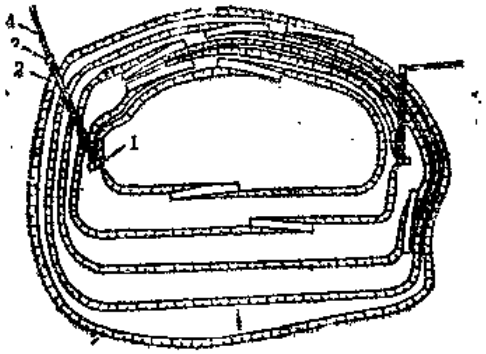


图10—12 汽车—半固定破碎机—胶带运输开拓

1—破碎站；2—边帮胶带运输机；3—转载站；4—地面胶带运机

四、胶带运输开拓评价

胶带运输开拓具有运输能力大，爬坡能力强（16～18°），运距短，劳动生产率高，成本低等优点。近年来，我国已制成钢绳牵引胶带机，它为我国露天矿山实现连续机械化运输，为开创采矿工业的前景，创造了条件。

第四节 斜坡卷扬开拓

斜坡卷扬开拓是一种综合的开拓方式。它的特点是：在采矿场内用汽车或其它运输设备将矿运到转载站，再卸入斜坡道上的提升设备（箕斗或串车），然后提升到地面矿仓卸载，如图10—13所示。

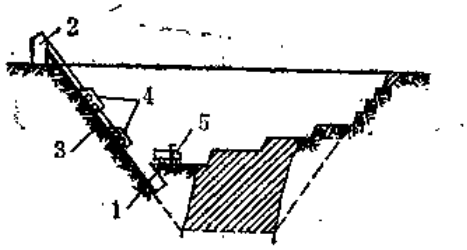


图10—13 斜坡卷扬开拓

1—下部转载站； 2—上部转载站；
3—提升机道； 4—箕斗； 5—汽车

这种开拓运输方式只是露天矿山整个运输系统的一个中间部分，不能自成体系，必须同其它运输方式相配合，才能形成完整的运输系统。采用这种开拓方法时，需开掘坡度较大的陡沟。陡沟在空间呈直进式，其位置可设在非工作帮上，也可设在端帮或工作帮上。为了缩短运输距离，并使沟道固定，一般将沟道设在端帮或非工作帮的两侧较宜。

当开采深凹露天矿和高山露天矿时，适合采用斜坡卷扬开拓。目前，我国露天矿山主要采用箕斗和串车提升这两种形式的斜坡卷扬开拓方法。

一、斜坡箕斗卷扬开拓

斜坡箕斗卷扬开拓是用箕斗，将汇集于出入沟内的矿岩，提升或下放到地面，矿岩在采矿场内和地面需经二次转载。在采矿场内通常采用汽车运输，也可用窄轨运输。地面则用机车运输。

对于凹陷露天矿，箕斗道应设在开采境界内的非工作帮或端帮处，并与边帮直交。由于箕斗道要穿过非工作帮或端帮上的所有台阶，从而切断了各台阶之间的联系。为此需设置跨线栈桥，以便在栈桥上进行矿岩的转载工作。

对于山坡露天矿，箕斗道一般设置在开采境界以外，重载下放。

斜坡箕斗卷扬开拓具有投资少，投产快，经营费用低，设备简单等优点。但采用这

种开拓方法时，转载站结构庞大，移设复杂，矿岩需经多次转载，不便管理等缺点。因此，这种开拓方法，仅适用于中、小型露天矿山。

对于深凹露天矿，国内还没有采用斜坡箕斗开拓的实践经验，有待进一步研究实践。

二、斜坡串车卷扬开拓

斜坡串车卷扬开拓，一般是在坡度小于25°的沟道内利用卷扬机直接提升或下放矿车到地面的一种开拓方法，如图10—14所示。



图10—14 斜坡串车卷扬开拓示意图
1—矿车；2—卷扬机

采用这种开拓方法时，卷扬机道的两端不需转载设备，只设甩车道。在采矿场内用机车将重车牵引至甩车道，然后由斜坡卷扬机提升或下放至地面甩车道，再用机车牵引至卸载地点。

对于地形坡度较缓，高差不大的山坡露天矿，可采用重力卷扬运输，这是一种不需要任何动力的运输方式。采用双绳运输，用重车下放带动空车提升。

斜坡串车卷扬开拓适用于垂高小于100 m，工作面用窄轨运输的中、小型露天矿。这种开拓方法具有设备简单、轻便，投资少，建设快等优点。但其生产能力受矿车载重和调车的限制，一般能力较低。目前，我国日渐兴起的乡、镇企业或个体专业户开发的小型露天矿，广泛应用这种开拓方法。

第五节 平硐溜道开拓

平硐溜道开拓是借助开拓平硐和溜道（溜井或溜槽）来建立采矿场与地面之间的运输联系，如图10—15所示。

这种开拓方式与斜坡卷扬开拓一样，不能单独完成矿岩的运输任务，常与汽车运输或窄轨运输配合，组成露天矿山完整的运输系统。在采矿场内，一般采用汽车或其它运输设备将矿石运到卸矿平台卸入溜道，矿石靠自重溜稳到溜道下部的放矿口装车，然后用机车或其它运输设备，由平硐运到地面。这种开拓法专门用于山坡露天矿。

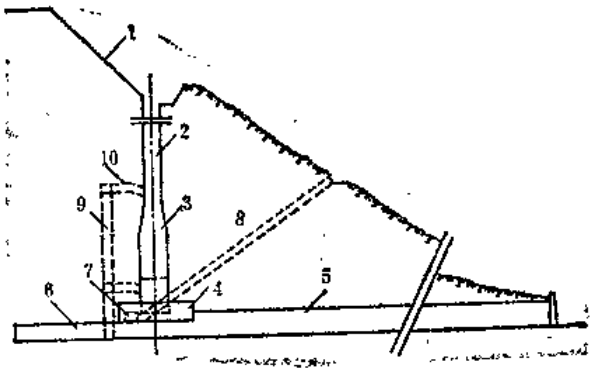


图10—15 平硐溜道开拓示意图
1—溜槽；2—溜井；3—贮矿仓；4—放矿硐室；5—主平硐；6—副平硐；7—通风机房；8—通风井；9—检查天井；10—检查巷道

平硐溜道开拓，按溜道的不同形式，又可分为：平硐溜井开拓、平硐溜槽开拓和平硐溜槽溜井开拓三种。

一，平硐溜井开拓

平硐溜井开拓是用溜井和平硐建立采矿场与地面之间的运输通路。溜井可集中布置，也可分散布置。当采矿场内采用汽车运输时，一般设置集中放矿溜井，溜井可布置在采矿场内或采矿场外。为了缩短运输距离，溜井大多设在采矿场内，如图10—16所示。

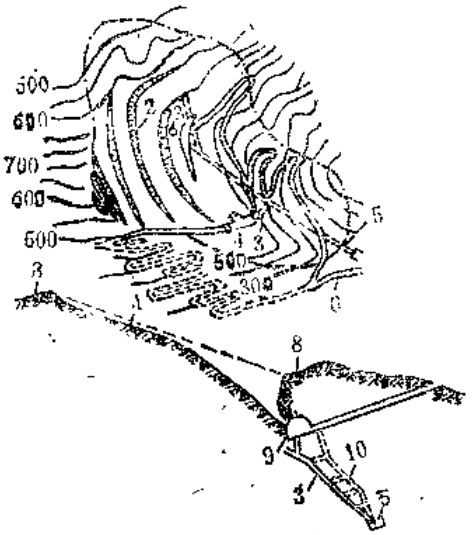


图10—16 平硐—溜井开拓

1—开采境界；2—工作台阶；3—溜井；4—明溜槽；5—平硐；6—公路；7—地形等高线；8—卸矿平台；9—破碎机硐室；10—检查天井

采用集中放矿溜井的特点是，整个露天矿场或几个开采台阶共用一个溜井。各开采台阶采出的矿石都运到溜井口集中卸载。这种布置方式具有溜井开凿工程量少，而且可集中设置破碎设备，便于管理等优点。但线路工程量及运输设备增加。

当采矿场内采用铁路运输时，一般布置分散放矿溜井。溜井设在采矿场以外的端部，如图10—17所示。

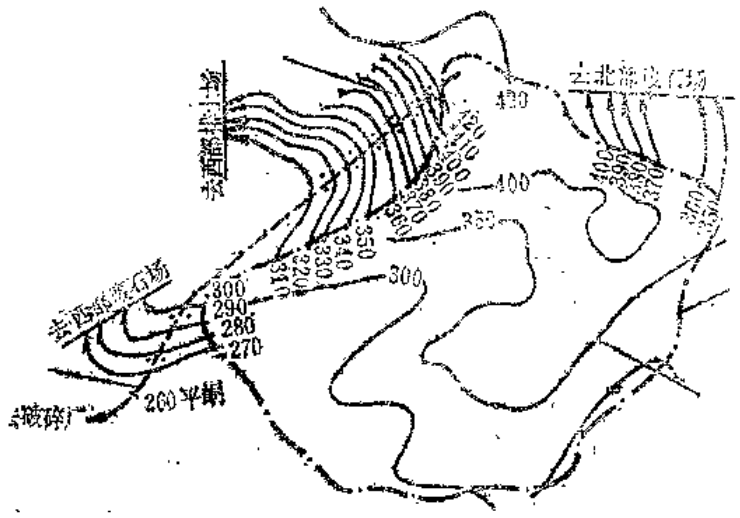


图10—17 采矿场外部分散放矿溜井开拓

1—平硐；2—溜井；3—开采境界；4—地形等高线

若必须在采矿场内设置溜井时，则应在垂直或近于垂直矿体走向方向，每隔一定距离布置1～2个溜井，其间距应保证每个开采台阶都有溜井可以放矿。

采用分散放矿溜井的特点是，溜井数目多，一般在一个或两个开采台阶布置一个溜井，以便于实现独立的放矿系统，各系统互不影响。因此，这种开拓方式具有生产效率高，各开采水平采下的矿石，可用推土机或电耙直接耙到溜井内等优点。但溜井数量

多，开掘工程量大。所以，分散放矿溜井开拓主要用于采用小型设备、地形高差不大的中、小型山坡露天矿。

二、平硐溜槽开拓

当山坡较陡时，上部可用溜槽，下部则开凿一段贮矿及装矿用的溜井与平硐连接，如图10—18所示。

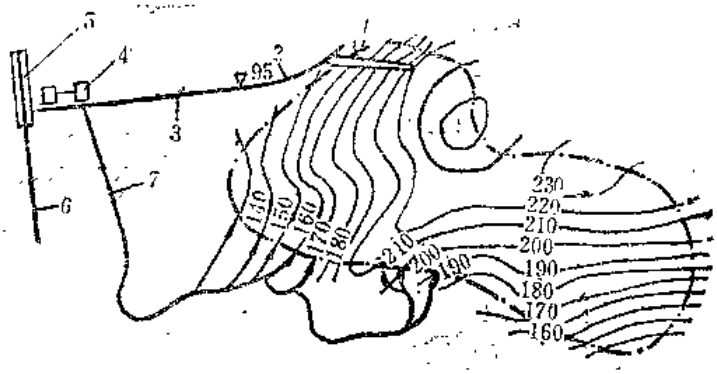


图10—18 平硐溜槽开拓
1—溜槽；2—平硐

采用这种开拓方法时，常用外部溜槽。若用内部溜槽时，溜槽应尽可能设在采矿场的两侧或工作帮的背面暂不开采的山坡上，以减少多台阶同时开采时的互相干扰。

溜槽与溜井相比，具有故障少，可靠，方便、简单，基建时间短等优点。但不易控制溜矿速度，溜矿时粉尘污染大，受气候条件的影响并有跑矿危险。

三、平硐溜槽溜井开拓

当山坡上部很陡，下部较缓或上部岩层不稳固时，为了减少溜井的开凿量，上部用溜槽，下部用较陡的溜井，组成平硐－溜槽－溜井开拓，如图10—19所示。

这种开拓方法能充分利用地形，缩短溜井高度，减少井巷工程量。

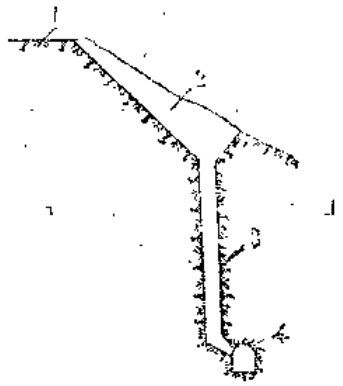


图10—19 平硐溜槽-溜井开拓
1—卸矿平台；2—溜槽；3—溜井；4—平硐

四、平硐溜道开拓评价

实践证明，对于地形复杂，高差较大，矿体在地面标高以上的山坡露天矿，采用平硐溜井（槽）开拓是非常优越的。它具有运输费用低，运输距离短，运输设备少，而且可以用轻型设备开采生产规模较大的矿山，经济效益高等优点。其主要问题是，溜道有可会发生堵塞和跑矿事故，溜道壁易磨损，不易维护。

为了保证溜道正常生产，要加强防排水措施，以免引起跑矿事故；防止把不合格大块矿石翻入溜井内，可在溜井口设置格筛；对溜井要注意检查维修加固和清理粉矿淤积。

以上介绍的是露天矿床开拓的几种主要开拓方法。对于某些露天矿，根据矿床的埋藏条件，可采用上述两种方法的联合开拓。如图10—20所示，为铁路—汽车—斜坡箕斗

卷扬的联合开拓法。该露天矿上部采用铁路运输开拓，矿岩直接用机车运到卸载地点。深部则用汽车斜坡箕斗卷扬开拓。

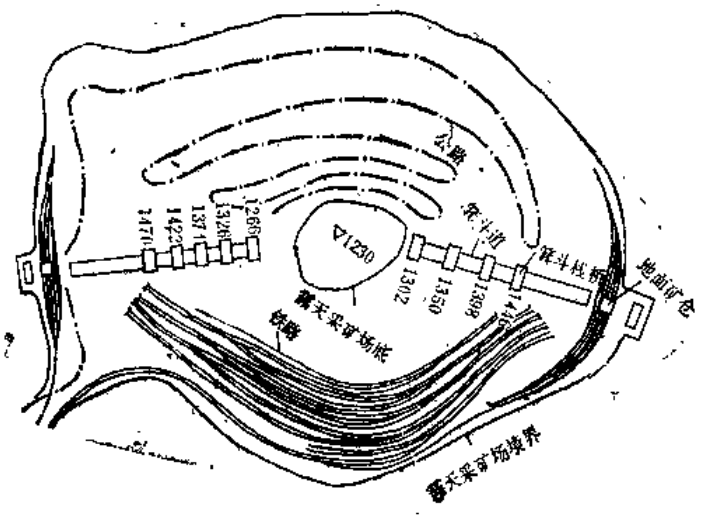


图10—20 铁路—石车—斜坡箕斗联合开拓

露天矿床开拓对矿山建设和生产具有重大的影响。在基建时期，它决定着基建工程量，基建投资和基建时间；投产后，又直接影响矿山生产能力和生产成本。开拓方法的选择，取决于矿床的赋存条件，技术水平以及生产工艺和生产规模等因素。在矿床的地质地形条件一定的情况下，可能采用几种开拓方案时，应进行综合技术经济比较，从中选出最优作为该矿床的开拓方法。

选择开拓方法的主要原则是：

（1）适应矿床的自然条件，保证技术可靠，综合经济效益高，能最大限度地满足国家对矿石产量和质量的要求；

（2） 力求缩短基建时间，使矿山早日投产，并尽快达到设计产量；

（3）生产工艺系统可靠，技术先进，效率高，生产经营费用低；

（4）资源利用充分，公害少等。

上述原则，在实际工作中并非均能满足，它们之间往往是互相制约的。因此，必须统一考虑，综合平衡，最后确定出最佳开拓方法。

第六节 掘沟工程

在露天开采过程中，随着矿山工程的发展，已有工作台阶的生产必将逐渐结束而转入非工作台阶。因此，为了保证矿山的持续生产，就必须使新水平的准备与采矿、剥岩之间保持正常的超前关系。也就是，要在上部工作水平扩帮生产的同时，及时的向下部水平开掘出入沟和开段沟，开辟新的工作水平。只有这样，才能使露天矿保持有足够的作业台阶。否则就会破坏露天矿的正常生产条件而造成严重的后果。

新水平的准备及时与否，关键在于掘沟速度，在很大程度上是限制露天矿生产能力的决定因素。如果新水平不能及时延伸，就不能在预定的时间内，完成所需的矿石量。因此，正确选择掘沟方法，合理确定沟道的主要参数，提高掘沟设备效率和掘沟速度，则是加快新水平准备的关键。

掘沟时，首先要知道沟的断面形状和规格，根据地形和沟道在采矿场的位置，沟的

断面形状可分为双壁沟和单壁沟两种，如图10—21所示。

在平坦地面或地表以下挖掘的沟都具有完整的梯形断面，称为双壁沟，如凹陷露天矿的开段沟和布置在开采境界以外的出入沟。而在山坡挖掘的沟，只有一侧有帮壁，另一侧是敞开的，称为单壁沟。

凹陷露天矿境界内的出入沟掘进时，是双壁沟，但随着开段沟的形式，出入沟的一帮被挖掉而成单壁沟，如图10—22所示。

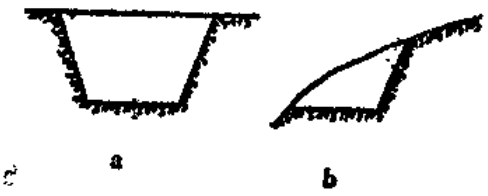


图10—21　沟道断面形状
a—双壁沟；　b—单壁沟

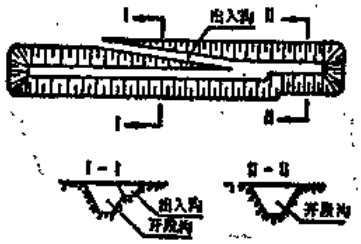


图10—22　境界内出入沟和开段沟的断面形状

各种掘沟方法的主要区别，在于所采用的运输和装载方式。按不同的运输方式，掘沟方法主要分为：汽车运输掘沟，铁路运输掘沟，联合运输掘沟，无运输掘沟，定向抛掷爆破掘沟和铲运机（或推土机）掘沟。

前三类掘沟法通常用于凹陷露天矿，而无运输挖掘机搗堆和定向抛掷爆破掘沟法则多用于山坡露天矿单壁沟掘进。铲运机掘沟法则适用于凹陷露天矿上部台阶松软土岩内外部沟的掘进工程。

此外，按挖掘机的装载方式不同，掘沟方法又可分为：平装车全段高掘沟，上装车全段高掘沟和分层掘沟三种。

一、汽车运输掘沟法

汽车运输掘沟多采用平装车全段高掘沟方式。即：在全段高上一次穿孔爆破，爆下的岩石由挖掘机装入位于同一沟底的汽车内。这种掘沟方法的掘沟速度，主要取决于汽车在沟内的调车方式。汽车在沟内的调车方式可分为：回返式调车，单折返线调车和双折返线调车三种，如图10—23所示。

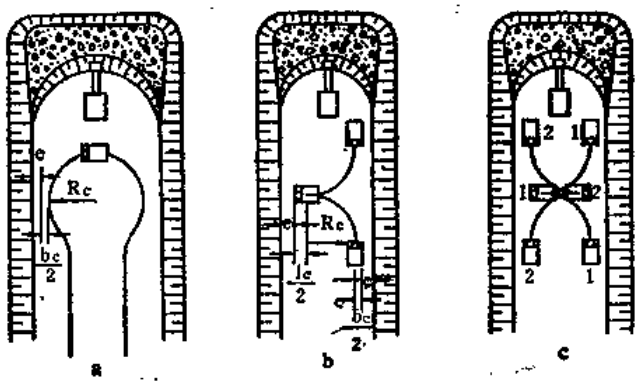


图10—23　汽车在沟内的调车方式
a—回返式调车；b—单折返线调车；c—双折返线调车

回返式调车与单折线调车相比，前者具有调车时间短，挖掘机效率高等优点。但所需沟底宽度较大，掘沟工程量增加。在实践中，为了提高装载设备效率，常用双折返线调车方式。

汽车运输掘沟具有较大的灵活性，能在地形复杂，路面狭窄的条件下工作，生产管

理简单，无线路移设问题；汽车还能直接驶入工作面，供车及时，能大大提高挖掘机效率和掘沟速度，还可以进行选别开采。以上这些优点特别符合掘沟工程的需要。但汽车的合理运距短，一般不能超过2～3 km，否则会增加运输成本。当运输距离超过时，国内常采用汽车—铁路联合运输掘沟法。即：沟内汽车运输，沟外铁路运输的联合方式。

汽车运输掘沟法，常用于凹陷露天矿掘进梯形断面的双壁沟。

二、铁路运输掘沟法

铁路运输掘沟是利用挖掘机在沟内向铁路车辆装载，并由机车将矿岩运至沟外的一种方法。根据不同的装载方式，这种掘沟法可以分为：平装车全段高掘沟，上装车全段高掘沟和分层掘沟等三种。

1．平装车全段高掘沟　采用平装车全段高掘沟时，通常在沟底铺设一条装车线和一条调车线，掘沟工作面在铁路线的端部，挖掘机以平装车的方式向车辆装载，如图10—24所示。机车将自卸矿车牵引至装车线，每装一辆矿车即驶出工作面，退至调车线的岔线处，并将重车甩在调车线上，然后列车再进入装车线装下一辆矿车，如此重复进行，直到装完整列车。然后将重车线上的车辆运出沟外，另一列空车又驶入掘沟工作面。

这种掘沟法，由于列车须解体调节，所以调车时间长，空车供应率低，挖掘机利用率低，掘沟速度慢。为了提高掘沟速度，可采用双车梭式调车法，如图10—25所示。双车梭式调车法的特点是：在距掘沟工作面100m左右的地方铺设调车线，由两台机车交替向挖掘机供应空车，重车分别甩在对方机车的前面，待车辆全部装完后，再在沟内编组，然后运出沟外。

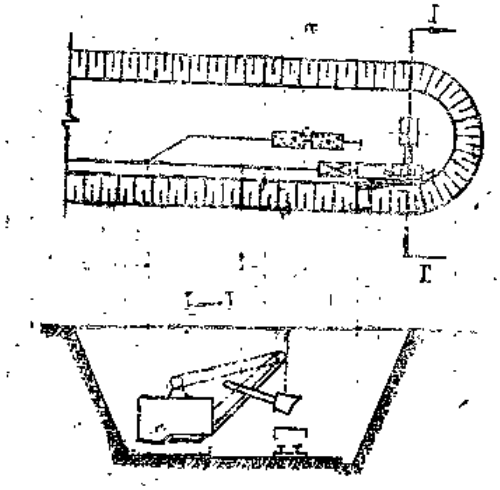


图10—24　铁路运输平装车全段高掘沟

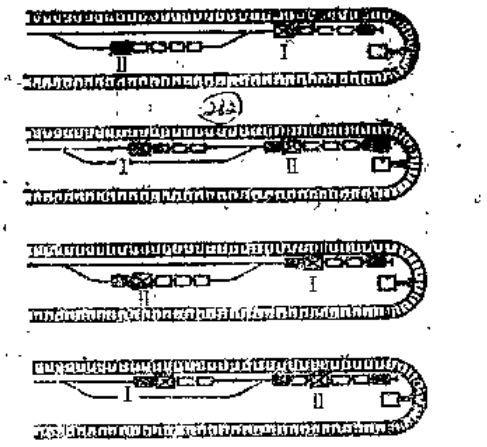


图10—25　双车梭式调车法

2．上装车掘沟　上装车掘沟法，是将装车线铺设在沟帮的上部水平，利用长臂铲在沟内挖掘岩石，并向停在上部水平的自卸矿车进行侧装车。每装完一辆便向前移动

一次，如图10—26所示。

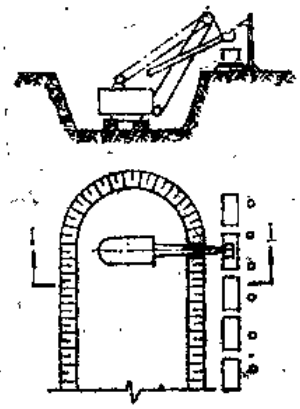


图10—26　铁路运输上装车全段高掘沟

这种掘沟方法，列车不需解体，调车时间短，工作组织简单，挖掘机利用率高，掘沟速度快。为加快新水平的准备，采用长臂铲上装车掘沟时，可先掘进开段沟，至一定长度后，在继续掘进开段沟的同时，掘进出入沟。亦可在开段沟的两端工作面同时作业，以缩短新水平的准备时间。

3．分层掘沟法　在没有长臂铲的情况下，为提高掘沟速度，可用普通规格的挖掘机或半长臂铲进行上装车，分层掘沟。即：**分层爆破**，分层装运。分层掘沟方式有：顺序分层和交错分层两种，如图10—27所示。图中的数字为掘进分层的顺序，随着分层的掘进，线路向图中所示位置移设。

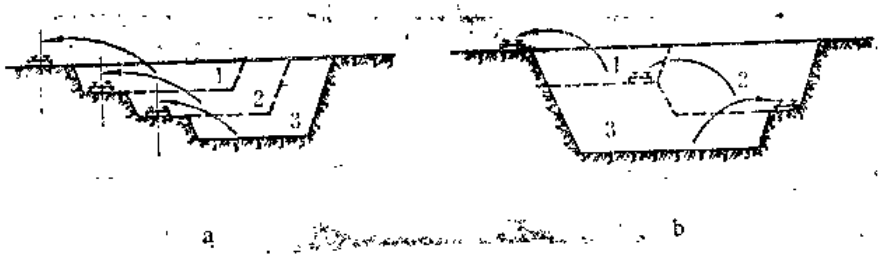


图10—27　上装车分层掘沟

a—顺序分层掘沟；b—交错分层掘沟

分层掘沟比全段高一次掘沟断面大，工程量大，爆破频繁，移道工作量大。但列车不需解体和编组。因此，掘沟速度仍比平装车掘沟要高。

由上述可知，不论采用哪种铁路运输掘沟方法均比汽车运输掘沟的速度低，掘沟工作量大，新水平准备时间长，不利于强化开采。

三、联合运输掘沟法

1．汽车—铁路联合运输掘沟　在采用铁路运输开拓的露天矿，为提高掘沟速度，加快新水平的准备，可采用汽车—铁路联合运输掘沟法，如图10—28所示。

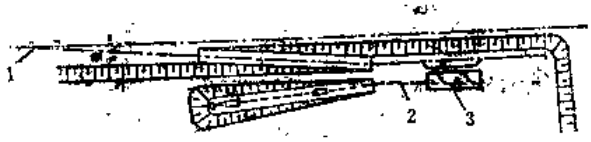


图10—28　汽车—铁路联合运输掘沟

1—铁路；2—汽车道；3—转载平台

采用这种掘沟法时，在沟内用汽车运输进行掘沟，沟外则用铁路运输。汽车在沟内平装车，然后运到沟外的转载平台上，将岩石卸入铁路车辆，再由机车牵引运往排土场。

为了简化转载工作，常采用直接转载方式。转载平台应设置在适宜的位置。有条件时，应尽量靠近铁路会让站，以缩短列车会让时间。

汽车—铁路联合运输掘沟法能充分发挥汽车运输的优点，但需增添汽车设备，修筑转

载平台，并使全矿运输组织管理工作复杂化。

2．前装机—汽车运输掘沟　在汽车运输开拓的露天矿，当掘沟的岩土松软或爆破后的岩块较小时，可采用前装机—汽车运输掘沟。即：在沟内用前装机代替挖掘机和自卸汽车完成装运工作。运出沟外向汽车转载，然后运往排土场。当沟道距地面和卸载地点很近时，前装机可单独完成采掘运输和排土工作，无需汽车转运。

四、无运输掘沟法

无运输掘沟即搀堆掘沟，它是利用挖掘机将沟内岩石直接搀至沟旁排弃，或用定向抛掷爆破的方法，将岩石抛至沟外，而在掘沟时不需运输设备。

1．搀堆法掘沟　在山坡露天矿，可用搀堆法掘进单壁沟。这种方法的特点是：岩石不经运输，直接用挖掘机倒排在沟旁堆置，如图10—29所示。

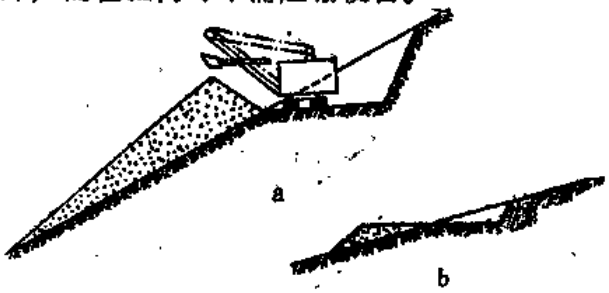


图10—29　搀堆法掘进单壁沟

当山坡地形较陡时，可用挖掘机将挖取的岩石直接倒排在下部山坡地带（图10—29a）。

当山坡地形较缓时，则可采用半挖半填的方式。即：将掘沟的岩石填到较低的地方，用来加宽沟底路面，从而减少掘沟工程量（图10—29b）。但必须采取预防岩石沿山坡滑动的措施，以保证沟底的稳定，若采用重型汽车时，由于对地压力很大，一般不宜采用这种半挖半填的沟道。

用搀堆法掘进双壁沟时，是用挖掘机向沟的一帮或两帮上部直接堆积岩石，如图10—30所示。这种掘沟方法，适用于松软岩土并有可能设置内部排土场的条件。同时需要采用工作规格较大的索斗铲或特制的剥离挖掘机。

2．定向抛掷爆破掘沟　采用定向抛掷爆破时，是沿沟线方向合理布置药室，爆破

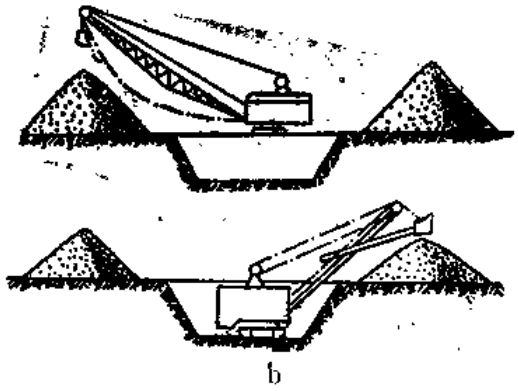


图10—30　搀堆法掘进双壁沟

a—索斗铲搀堆掘进；b—挖掘机搀堆掘进

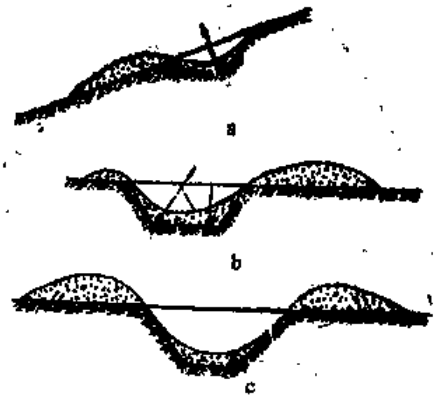


图10—31　定向抛掷爆破掘沟

a—山坡单侧定向爆破；b—平坦地形单侧定向爆破；c—双侧定向爆破

后将沟内岩石破碎，并将其中的大部分岩石抛至沟道的一帮或两帮，如图10--31所示。

这种掘沟法，根据爆破时岩石抛掷方向不同又可分为：单侧定向抛掷爆破和双侧定向抛掷爆破两种。

单侧定向抛掷爆破掘沟法（图10—31a、b），是借助于自然地形或借助于各药室的装药量不同及起爆顺序来控制的。

双侧定向抛掷爆破法（图10—31c），是将岩石抛掷在沟道的两侧。它多用于采场境界以外的小型沟道（如水沟等）的掘进。

在正常情况下，抛掷爆破后残留在沟内未被抛出的岩石，一般约占总量的30～40%左右，这些残留岩石可用机械（一般都用挖掘机）或人工进行清理。

五、斜坡卷扬开拓时的掘沟

国内中、小型露天矿广泛采用斜坡串车提升开拓，其开拓沟道断面小，坡度大，从而给掘沟工作带来一定的困难。为了改善掘沟条件，提高掘沟速度，加快新水平的准备，就要根据矿山具体情况，确定合理的掘沟方法。

斜坡卷扬运输时的掘沟方法，往往与新水平准备程序有关，通常有两种方式：其一，先下延卷扬机道，然后开掘新水平的开段沟；其二，先用辅助卷扬法开掘开段沟，然后贯通主卷扬道。这两种延伸方式决定了不同的掘沟方法。

1．主卷扬直接掘沟法　当按上述第一种程序准备新水平时，斜沟的延伸和段沟的掘进常采用全段高直接开掘的方法，如图10—32所示。使用该法时，通常采用凿岩机钻眼，浅眼爆破。当沟深不大时，可采用全层爆破（图10—32 a）。随着沟道的延伸，沟的垂直深度不断加大，此时可采用分层爆破（图10—32b），分层之间保留 2 ～ 3 m 宽的平台。爆破后的岩石用人工或装岩机装入矿车，然后由斜坡卷扬机提上地面。

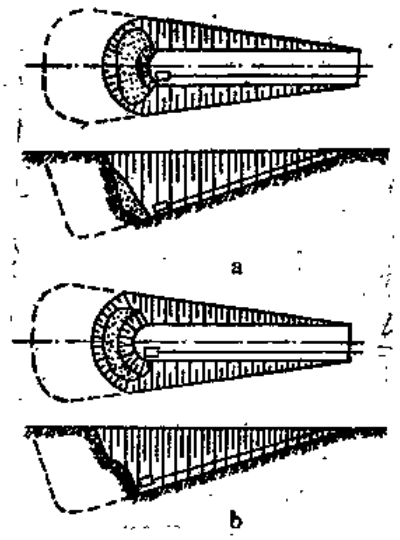


图10—32　斜坡卷扬机道的掘进
a—全段爆破；b—分层爆破

这种掘沟方法简单，不需其它辅助工作和设备。但是，由于掘进工作面处于主卷扬机道下面，因此安全性较差，掘沟效率低。

2．辅助卷扬分段掘沟法　为了克服上述方法的缺点，国内矿山大多采用辅助卷扬掘沟法。它的主要特点是：先向要准备的新水平开掘辅助斜坡道，利用辅助卷扬先开掘开段沟，然后再把主卷扬机道贯通。这样可保持掘沟工作始终为一独立运输系统。

图10—33为辅助卷扬分段掘沟的一个实例。首先将开段沟划分成几个分段，在每一分段沟道的一侧设置辅助卷机，以便担负该段的提升任务。重车提升到上部水平后，经上部运输线路至主卷扬机道，再由主卷扬机提升到地面。

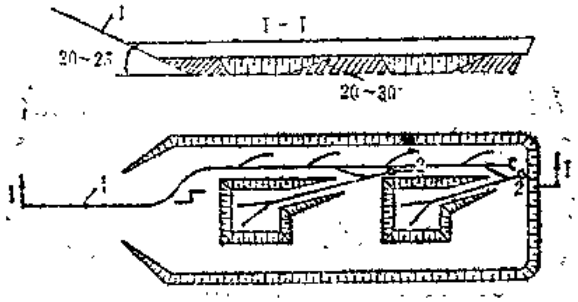


图10—33 辅助卷扬分段掘沟

1—主卷扬段沟；2—辅助卷扬段沟

各分段沟道贯通后，即可延伸主卷扬斜坡道，并进行干线路基的坡度处理，此时，主卷扬机道即延深一个水平。

这样掘沟方法具有工作安全，延深速度较快，提升能力不受影响等优点。但是，掘进工程量增加，所用卷扬设备较多。

由以上综述可知，掘沟是露天开采的重要矿山工程项目之一。选择掘沟方法时，应考虑以下影响因素：

（1）.沟道所在位置的地形和岩石的物理机械性质；

（2）.该露天矿所用的开拓运输方式；

（3）.在沟帮上堆积岩石的可能性；

（4）.沟道的横断面尺寸；

（5）.挖掘机类型和工作规格；等等。

合理的掘沟方法，应保证具有最高的掘沟速度和最低的掘沟成本。为此，必须合理地确定沟道要素及掘沟工程量，有效的改进掘沟工艺，充分发挥掘沟设备的效率。

第十一章　露天矿采掘工艺

第一节　穿孔爆破

露天矿，特别是开采坚硬矿岩的露天矿，穿孔爆破是极其重要的生产环节，它不仅直接影响采掘设备效率的发挥，而且往往是露天矿的薄弱环节。因而，采用现代化穿孔设备和爆破新技术，对露天矿山具有现实意义。

一、穿孔

露天矿穿孔，大、中型矿山主要用潜孔钻机和牙轮钻机，小型矿山使用凿岩台车。

潜孔钻机，是一种回转—冲击式穿孔设备，由冲击器、回转推进机构、提升机构、钻架、除尘装置等组成，用于中硬和坚硬矿岩中穿孔，可以钻凿直径80～250mm、深18m的垂直深孔和倾斜深孔。

潜孔钻孔穿孔过程中（图11—1），钻杆3、冲击器2和钎头1由回转机构5带动旋转的同时，压缩空气经风接头4进入钻杆，推动随钻孔加深潜入孔底的冲击器反复冲

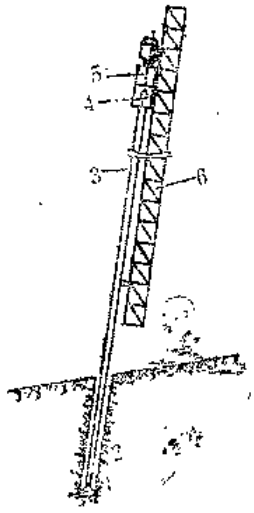


图11—1　潜孔钻机穿孔示意图

1—钻头；2—冲击器；
3—钻杆；4—风接头；
5—回转机构；6—钻架

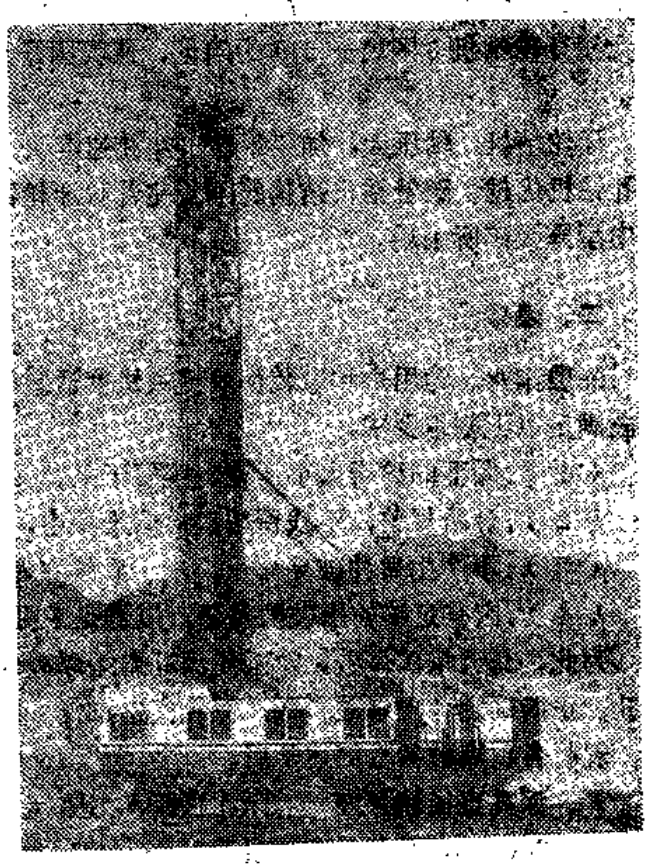


图11—2　YZ—55型牙轮钻机

击钻头，使孔底岩石在冲击、剪切作用下被破碎，岩粉沿孔壁与钻杆之间的间隙被压气吹出，随着岩粉的排出，深孔逐渐形成。

潜孔钻机，结构较简单，自动化程度高，操作方便，穿孔速度快，是露天矿使用最广的一种穿孔设备。

牙轮钻机（图11—2图）是一种以三牙轮钻头（图11—3）破岩穿孔、压气排碴的回转式大型穿孔设备，用于坚硬矿岩中穿孔，可钻凿孔径170～380mm最大可达445mm、深15～20m或更深的深孔。穿孔时机架顶部的回转、加压机构产生的回转运动和轴向压力，通过钻杆传给钻头，当钻头回转并带动钻头上的硬质合金柱滚动过程中，以压碎、冲击、剪切和括削等不同作用方式吃入孔底岩石将其破碎，随着压气不断将岩屑排出，钻头不断凿入岩石，深孔逐渐形成。

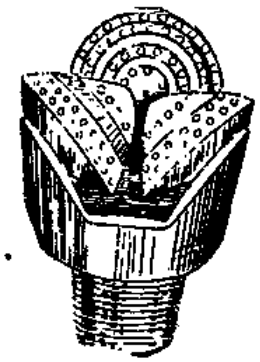


图11—3　三牙轮钻头

牙轮钻机是一种高效率穿孔设备，国外露天矿使用甚广，我国大型露天矿已普遍使用。

随着国产YZ系列牙轮钻机的问世及牙轮钻头寿命的提高，特别是钻架高27m，轴压55t装有空压机工作计时器和钻进参数自动调节器，可根据矿岩情况，自动调节钻机轴压、回转扭矩、排碴风压、注水量和穿孔速度等参数，实现了湿式除尘干式穿孔；可穿凿直径310～380mm的深孔，一次穿孔深度16.5m的YZ—55型大型牙轮钻机（图11—2）的问世，使我国露天矿穿孔技术，赶上了世界先进水平。

牙轮钻机，轴压大，加压平稳，穿孔速度快，穿凿200mm以上的大直径深孔，远比潜孔钻机优越。随着钻机结构的不断完善和牙轮钻头寿命的不断提高，已愈来愈多地为大中型露天矿所采用。

二、爆破

爆破作业，为用户和采装作业提供块度适宜的矿岩。为确保爆破质量，露天采矿爆破应满足以下基本要求：

（1）.爆下的矿岩大小适度，既便于采装，又要满足用户要求；

（2）.台阶规整，不残留根底，爆堆集中，爆堆高度符合采掘要求；

（3）.不产生后冲破坏作用，利于后续穿爆作业进行；

（4）.应有足够的爆破贮备量，以满足采掘设备连续采掘的需要。

为此，露天采矿爆破，除采用深孔微差爆破外，还需采用控制爆破技术，合理布置深孔，正确确定各项爆破参数。深孔交错布置（图11—4），爆破质量好，现场使用甚广。现将各项爆破参数简述于后。

1．深孔直径和深度　深孔直径，主要视穿孔设备的穿孔能力而定，潜孔钻机穿孔为80～250mm，牙轮钻机穿孔为170～445mm。孔深取决于台阶高度和超深h。所谓超深，是深孔超出台阶高度的那一段深度（图11—4），用于降低装药中心，以便更好地

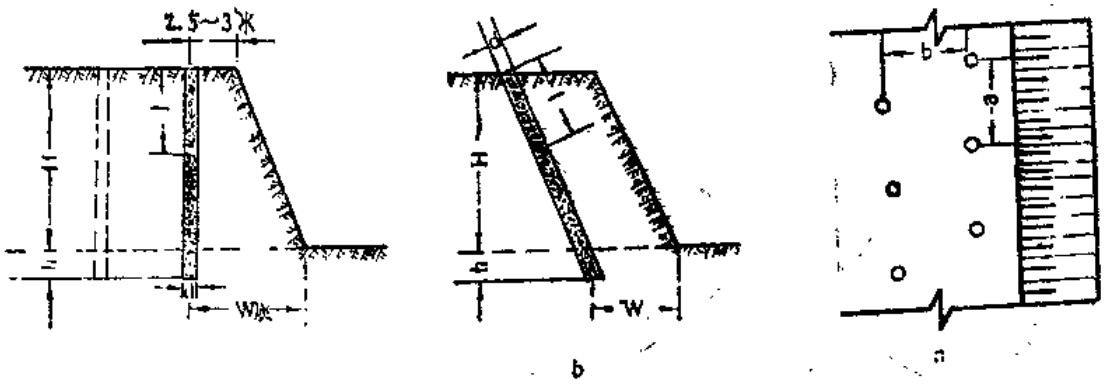


图11—4　深孔交错布置和爆破参数

a—垂直深孔；b—倾斜深孔

克服台阶底部阻力，爆破后不残留根底，超深值一般为0.15～0.35W底。

2．**底盘抵抗线W底**　底盘抵抗线是深孔中心到台阶坡底线的水平距离（图11—4）。垂直深孔爆破，底盘抵抗线较大，爆破时底部阻力大，易残留根底，同时后冲作用大，台阶产生后冲裂隙，影响穿孔作业。倾斜深孔爆破，则与此相反，爆破效果较好。通常W底可按台阶高度的0.6～0.9选取。



图11—5　残留根底、后冲裂隙示意

1—根底；2—伞岩；3—后冲裂隙；4—后冲堆积物

3．**深孔间距和排距**　深孔间距a是指同排深孔中相邻两孔的中心距离，排距b则系相邻两排孔之间的垂直距离（图11—4），两者分别按下式计算：

$$a = mW_{底}, \quad m \tag{11—1}$$

$$b = (0.9\sim0.95)W_{底} \quad m \tag{11—2}$$

式中，m为深孔密集系数，一般为0.8～1.2。近些年来，一些矿山使用宽孔距爆破，m达到2左右，取得较好的爆破效果。

4．**炸药单位消耗量q**　炸药单位消耗量，一般根据类似条件的矿山经验数据选取，并结合矿山实际条件，通过实践，予以调整。

5．**深孔装药量Q**　按下列体积公式计算，即：

$$Q = qW_{底}aH \quad kg \tag{11—3}$$

6．**堵塞长度L**　深孔爆破，其堵塞长度一般可按下式计算，即：

$$L \geqslant (0.7\sim0.8)W_{底} \quad m \tag{11—4}$$

7．**微差时间和起爆顺序**　露天采矿多用微差起爆，根据生产规模，除单排深孔微差爆破外，国内外矿山已广泛采用多排孔微差爆破，其起爆顺序如图11—6所示。一次

爆破深孔5～14到20～25排，深孔多达200～300个，爆破矿岩量达30～50到300×10^4t，爆破质量比单排深孔爆破好。其微差时间一般为25～50ms。

露天矿爆破，多用铵油炸药和浆状炸药，乳化油炸药已推广使用。每次爆破，装药量和堵塞量都很大，人工作业，不仅劳动生产率低，而且劳动强度大，为改变这种落后状况，我国矿山已逐步使用浆状炸药混装车、HYC—8型粒状铵油炸药混装车、RHC—8型乳化炸药混装车以及TS系列深孔填塞机，以实现深孔装药、填塞机械化。

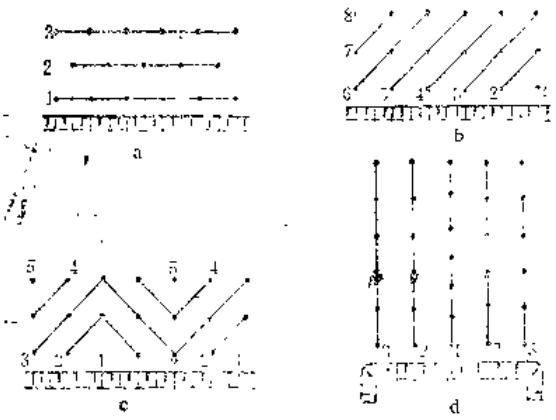


图11—6　深孔多排微差起爆顺序
a—逐排依次起爆；b—斜向起爆；c—波形起爆；d—中间掏槽起爆；1、2、3……—起爆顺序

为提高爆破质量，可在台阶工作面前方留一个松散矿岩碴堆，进行多排孔微差爆破，（图11—7），使爆下的矿岩与碴堆高速冲击碰撞，产生挤压破碎，同时，碴堆阻碍矿岩向前移动，使爆堆集中，爆破质量得到改善。石灰石矿山，碴堆松散系数在1.15以上，碴堆厚10～15m，爆破效果良好。

露天矿边坡附近进行爆破作业，应采用预裂爆破和光面爆破，以控制对边坡的破坏作用。

预裂爆破（图11—8），沿边坡境界线密集钻凿一排直径较小的平行预裂深孔，其

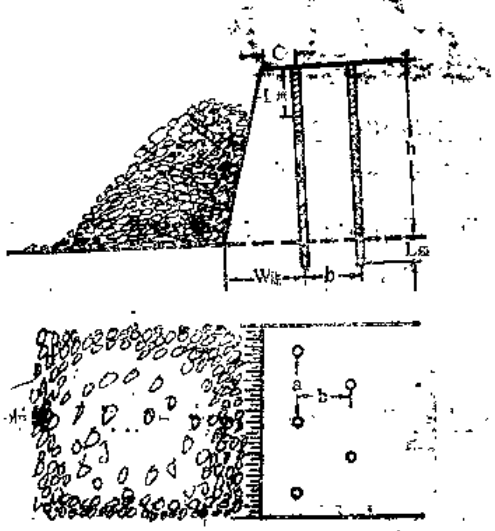


图11—7　微差挤压爆破示意图

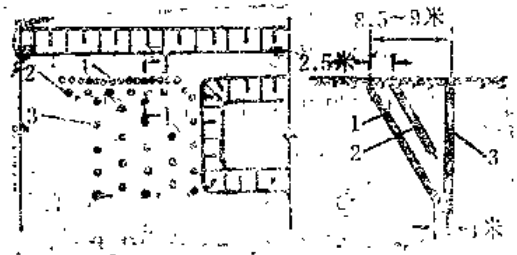


图11—8　预裂爆破掘进堑沟深孔布置示意图
1—预裂孔；2—缓冲孔；3—主爆孔

间距为孔径的7～15倍，采用不偶合装药结构，在采掘带爆破之前起爆，以爆出一条宽1～2cm连通各预裂孔的裂缝，把采掘带和边坡隔开，当采掘带爆破时，爆破应力沿预裂面产生强烈反射，作用在边坡上的力大大削弱，爆破对边坡的破坏作用得以控制。

临近边坡的光面爆破（图11—9），与预裂爆破相似，沿边坡界线钻凿一排密集平行深孔、孔距1.7～2.0m，与辅助孔的排距为2～2.3m，采掘带起爆后起爆，微差时间

50m/s，爆破后边坡上残留半边眼痕，能有效地控制爆破对边坡的有害影响。

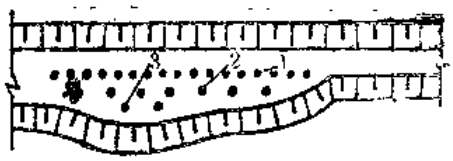


图11—9　光面爆破清理边坡深孔布置示意图
1—光面孔；2、3—辅助孔

露天矿基建剥离，可采用硐室爆破。即先掘进导硐，而后掘进装药硐室。导硐有平硐式和竖井式两种（图11—10），前者在药室中心离地表较高时使用，后者在药室中心离地表不超过10～15m时使用。

硐室爆破的最小抵抗线W和药室间距a可分别按下列经验公式近似地求得，即：

$$W=(0.6\sim0.9)h \quad m \qquad (11-5)$$

$$a=mW_{平均} \quad m \qquad (11-6)$$

式中：h——药室中心到地表的垂直高度，m；m——药室密集系数，0.8～1.2，易爆岩石取大值，反之取小值。

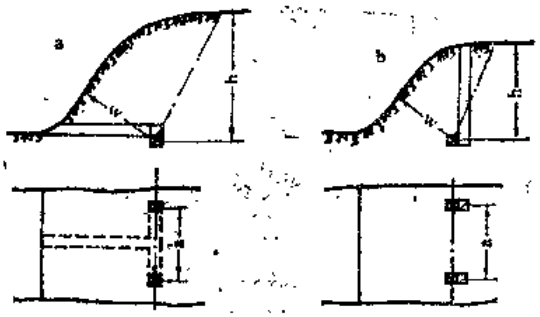


图11—10　硐室爆破药室布置示意图
a—平硐式；b—竖井式

硐室爆破，效率高，成本低，但掘进断面较小的导硐及硐室，装药、堵塞条件差，劳动强度大，随着深孔爆破技术的发展，现在使用不多。

露天采矿，不合格大块，一般用复土爆破和浅眼爆破将其破碎，或者用碎石机破碎。

第二节　采装工作

采装工作就是用采装机械，从工作面把矿岩自整体中（中等硬度以下的矿岩）或自爆堆中将爆破成适当块度的矿岩装入运输工具，或直接排卸到一定地点的工作。它是露天开采全部生产过程的中心环节，其效率直接影响矿山生产能力、矿床开采强度及最终经济效益。

目前，我国露天矿主要采用履带式正向单斗挖掘机及索斗挖掘机。国外露天矿在剥离软岩和表土时，广泛采用大型轮斗式挖掘机。近年来，轮斗式挖掘机已在我国一些露天矿开始使用，并有广阔的发展前景。

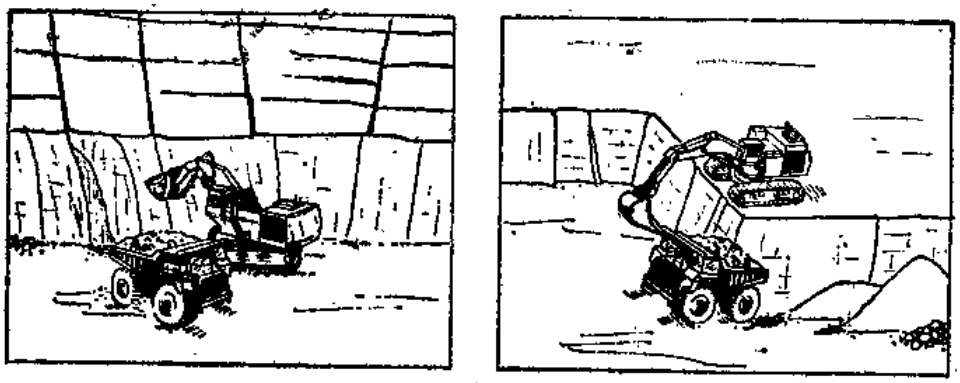
一、单斗挖掘机采装

露天矿使用的单斗挖掘机种类繁多。按铲斗支撑结构分为刚性支撑的挖掘机和挠性支撑的索斗挖掘机。前者又分为正铲，反铲等型式，如图11—11所示；按传动方式分为机械传动和液压传动挖掘机；按行走机构又分为履带式和轮胎式等。

目前，露天矿大多采用机械传动、正铲、履带式完全回转单斗挖掘机（转台可回转360°）。

1．单斗挖掘机　单斗挖掘机是国内外露天矿使用最多的一种采装设备。它可用于采矿、剥离、排土、掘沟等工程。目前，国内露天矿使用的单斗挖掘机的斗容一般为1～4 m^3，国外多为4～9 m^3，最大斗容可达20m^3。用于剥离的单斗挖掘机，国外的最大斗容已达153m^3。

随着采矿工业的发展，要求使用斗容更大的单斗挖掘机。我国有关部门，已试制成功斗容为10～12m^3的WD1000型矿用单斗挖掘机，使我国挖掘机制造工业，大大向前推进了一步。



a　　b

图11—11　单斗挖掘机主要型式

a—单斗挖掘机正铲作业；b—单斗挖掘机反铲作业

2．索斗挖掘机

如图11—12所示为索斗挖掘机示意图。它的铲斗是由一条提升钢绳吊挂在悬臂上，由牵引钢绳和提升钢绳配合以控制采装和卸载。

索斗挖掘机通常安设在开采台阶的上部平台上，挖取其站立水平以下的矿岩。大型索斗挖掘机，也能挖取其站立水平以上的矿岩。

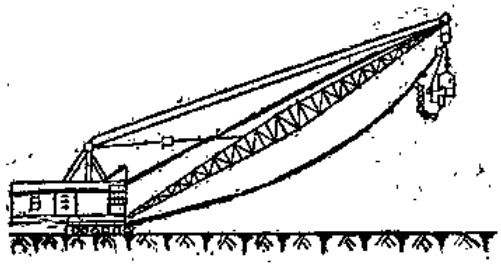


图11—12　索斗挖掘机示意图

索斗挖掘机主要用于挖掘不需爆破的松软岩层和粘土。它具有挖掘深度大，对地面的单位压力小等优点。但初期投资大，不能在陡坡或不平整的底板上作业。若剥离岩石时，则应保证岩石爆破质量良好，以便装卸。

目前，国外索斗铲的最大斗容为170m^3，臂长达95m。

3．液压挖掘机　液压挖掘机是近几年才成功地应用于露天矿的一种新型采装设备，而且发展很快。1969年液压正铲挖掘机最大斗容只有3～4 m^3，1970年已达8 m^3，如法国的EC—1000型液压挖掘机和西德的RH—75型液压挖掘机，其铲斗容积都在6 m^3以上。

液压挖掘机可不经爆破，而直接挖取硬页岩、砂岩等岩石。这类岩石如用普通挖掘机采装时，则需预先进行穿孔爆破后，才能进行采装工作。因此，液压挖掘机是一种很

有发展前途的采装设备。如图11—13为西德制RH—75型液压挖掘机正在露天采矿场进行采装作业。

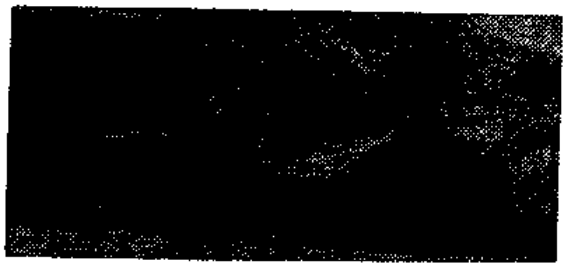


图11—13 RH—75型液压挖掘机正在进行采装作业

目前，液压挖掘机在国内外大多数露天矿还是小型的，它正向增大功率和工作参数及一机多用方向发展。

液压挖掘机与普通挖掘机相比具有结构简单，重量轻，当斗容相同时，其设备重量可减轻10～30%；外形尺寸小，回转及行走速度快，灵活性大；操作简便，安全性好，易于实现自动控制等优点。但也存在液压元件加工精度要求高，对液压油的质量要求高，部件易磨损，使用寿命短，维修复杂等缺点。随着机器制造新技术水平的提高和液压技术的不断发展，液压挖掘机在露天矿的应用，前景是广阔的。

二、多斗挖掘机采装

多斗挖掘机是一种连续作业的、挖掘与卸载同时进行的高效率采装设备。用于露天采矿的多斗挖掘机，按其工作机构不同，主要有链斗式挖掘机和轮斗式挖掘机两种。

1．链斗式挖掘机 如图11—14所示为链斗式挖掘机示意图。它通常与驳船或胶带运输机配合使用。如果把它的工作机构安装在漂浮船上，便构成链斗式挖掘船。

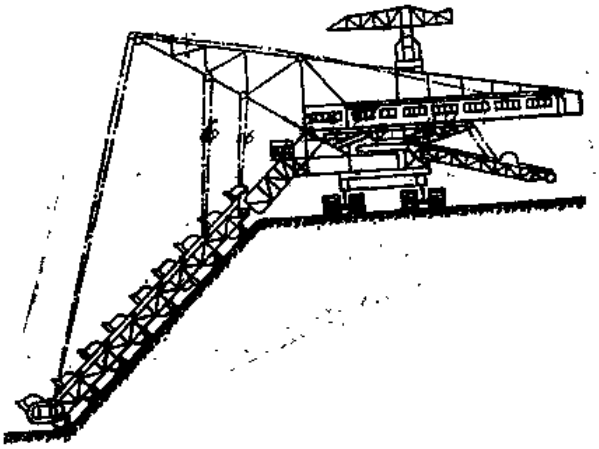


图11—14 链斗式挖掘机示意图

链斗式挖掘船是利用装在斗船滚筒上、能连续运转的一串勺斗，挖取水下泥砂，并通过卸载槽或输送胶带装入驳船或转卸入胶带运输机。

链斗式挖掘机用途较窄，在多数情况下，已被轮斗式挖掘机所代替。我国某些砂矿成功的使用了链斗式挖掘机。

2．轮斗式挖掘机 轮斗式挖掘机的工作机构是由一个带若干个勺斗（一般为6～12个）的圆形旋转斗轮和安装有皮带运输机的斗架组成。如图11—16为轮斗式挖掘机在露天矿场作业时的情况。



图11—15 轮斗式挖掘机采装作业

轮斗式挖掘机工作时，旋

转着的斗轮切割矿岩，并在轮斗旋转过程中，将矿岩卸至皮带运输机上，然后由皮带运输机向运输工具或排土场卸载。

轮斗式挖掘机有可作360°回转的机台和上部机构。轮斗的转速可以调整。该挖掘机可以在轨道上行走，也可以用履带自行。后者在露天矿山应用较多。

轮斗式挖掘机适用于开采水平或近似水平的松软矿岩和爆破效果良好的中硬矿岩。

三、前装机采装

前装机按行走机构可分为轮胎式前装机和履带式前装机两种。近年来，轮胎式前装机在露天矿的应用有了较快的发展。轮胎式前装机是一种用柴油发动机驱动（或柴油发动机—电动轮）和液压操作的一机多能的装运设备。除向运输工具装载外，还可以自铲自运输牵引货载或清理工作面等各项作业。

目前，我国露天矿大多使用斗容为3.8～4.6m³的轮胎式前装机，它在一定的条件下，可代替斗容为1.9～4.2m³的单斗挖掘机。国外使用的前装机斗容一般为7～22m³。

轮胎式前装机与单斗挖掘机比较具有灵活、机动，成本低，行走速度每小时可达35km，当运距小于1km时，自铲自运效率高；操作简单；能适应分采的要求；爬坡能力大，可在30°的坡道上运行等优点。但对矿岩块度的适应性差；在大块多的情况下，生产能力下降；轮胎磨损快，使用寿命短；工作规格小，要求台阶高度一般不超过11m等缺点。

图1—16为轮胎式前装和概貌。

轮胎式前装机在露天矿山主要用于以下几个方面：

（1）作为主要采装设备，直接向自卸汽车或铁路车辆等进行装载；中、小型露天矿用轮胎式前装机进行剥采作业，最有利；

（2）当运距不大时，可用轮胎式前装机完成采、装、运等作业；

（3）在大型露天矿，可用轮胎式前装机清理台阶，筑路，平整排土场等作业；

（4）用于掘进露天堑沟，可提高掘沟速度。

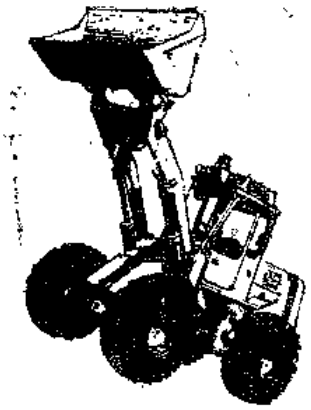


图11—16 轮胎式前装机

四、铲运机、推土机采装

1．铲运机采装 铲运机（图5—12）是一种能完成挖掘、运输和翻卸矿岩等三项作业的综合设备。它的主要特点是：有一个大容器的铲斗，铲斗既是装料机构，又是运载机构。各种类型的铲运机，大多采用柴油机驱动，并有液力（或液压）—机械传动系统。其工作原理和结构基本相似。

铲运机可用于开采砂质和粘土类矿床，以及轻软覆盖岩层的剥离；公路和铁路的路基建设；平整场地，土地恢复等项工程。

拖式铲运机的运距为80～800m，自行式铲运机的运距为200～1000m。

铲运机具有机动，灵活，对道路要求不高；可开采薄矿层；能按品级分采，分运；设备简单，操作方便；生产成本低、效率高等优点。但工作受气候影响较大；使用条件要求严格；运距增大时，工作效率降低等缺点。

2．推土机采装　推土机和铲运机一样，是一种能够进行挖掘、运输和排弃土岩三种作业的综合设备。推土机在露天矿山，主要用于建设排土场，堆积分散的矿岩，平整工作平台和建筑场地等工作。

推土机作业时，将刮刀下放，在机体推动下，刮刀切入土岩，并将其堆送到卸载地点。

推土机适用于松软土岩，并在作水平或下坡推送最有效。

第三节　运输工作

露天矿的运输工作，就是利用运输设备将采下的矿岩分别运往受矿点和排土场。此外，还有运送人员、设备，材料等辅助运输工作。

运输工作人员是贯穿露天采矿各项生产工艺的重要环节，也是矿山能否完成生产任务的关键因素。露天矿运输的基建投资约占总基建费用的60%，运输成本约占矿石总成本的1／3乃至1／2以上。因此，正确地选择运输方式和运输设备，科学地组织管理运输工作，对提高矿山生产能力与劳动生产率，降低矿石成本，都极其重要。

目前，我国露天矿常用的运输方式有汽车运输，铁路运输，平硐溜道运输，斜坡卷扬及联合运输等。这里仅介绍前两种运输方式。

一、自卸汽车运输

近年来，随着我国石油、汽车制造和橡胶工业的发展，汽车运输在冶金、化工、建材露天矿得到越来越广泛的应用，并有取代铁路运输或其它运输方式和趋势。

西方一些国家90%以上的露天矿采用自卸汽车运输，并已成为露天开采技术的主要发展方向。

1．汽车类型及其选择　国内外露天矿用汽车种类繁多，随着矿山开采技术条件的复杂化及运输量的大幅度增加，为了完成采剥工作，自卸汽车载重吨位日趋加大。但是，不论什么类型和载重吨位的自卸汽车，按其传动方式主要有以下三种。

（1）机械传动：一般的载重汽车都属于这种传动方式。它是利用液力离合器和液力变矩器作用的行星齿轮组成的传动装置来驱动汽车车轮的。

目前，这种类型的汽车吨位，国外在20～200t 级范围内，国内在60t级以下。

（2）液压传动：这种传动方式的自卸汽车，是由柴油发动机带动一个大流量的液压泵，并用此泵把油液压向装在每个车轮空腔中的液压马达，提供动力来实现驱动车

轮的。

液压传动方式，已成功的用于小型货车上。将来有可能用于矿用大型自卸汽车。

（3）电力传动：这种传动方式的自卸汽车，是利用电力传动的电动轮来驱动汽车的。据试验认为，当每个车轮的荷重大于14t时，电力传动装置的重量才小于机械传动装置的重量。因此，载重量大于85吨级以上的汽车，采用电力传动的电动轮作为重型运输工具，较合理。

露天矿用汽车的选择，一般应根据运量、运距，道路的技术条件以及汽车车箱容积与装载设备的铲斗容积之比等因素，进行综合技术经济比较后，选用能保证矿山生产及营运费用最低的最优车型。

在选择汽车类型时，应优先选用国产汽车，并尽可能在同一矿山选择同一型号的汽车。

2．露天矿汽车运输公路　矿用汽车运输公路，通常具有断面形状复杂，线路坡度陡，转弯多，运量大，曲率半径小，服务年限短等特点。因此，要求公路结构简单，并在一定的服务年限内，保持其坚固和耐磨性。

实践证明，采用自卸汽车运输的经济效果往往取决于公路路面的质量和状况。自卸汽车在路面良好的公路上行驶，不仅可以提高车速，而且可以降低燃料消耗，延长汽车的使用年限。因此，重视道路的养护，十分重要。

矿用公路按用途分为生产公路和辅助公路两种。前者用于运输矿岩，后者用于一般辅助性运输。这里仅介绍生产公路。

矿用生产公路按其性质和所在位置分为三类：

（1）运输干线：是指从采矿场出入沟通往卸矿点和排土场的公路；

（2）运输支线：是指由各开采水平与采矿场运输干线相连接的公路，以及由各排土水平与通往排土场运输干线相连接的公路；

（3）辅助线路：是指通往各辅助性设施（如炸药库，变电站，水池，检修站，尾矿坝等），行驶一般载重汽车的公路。

按服务年限，矿用公路又可分为：

（1）固定公路：是指采矿场出入沟及地表永久性公路，其服务年限在三年以上；

（2）半固定公路：是指通往采矿场工作面和排土场作业线的公路，其服务年限为1～3年；

（3）临时性公路：是指采掘工作面和排土场的道路。它随采掘工作线和排土线的推进而不断移动。这种线路，一般不修筑路面，只需适当平整、压实即可。

公路路基是路面的基础，应有一定的宽度，足够的强度和稳定性。路基的修筑应随地形而异，其横断面的基本形式有：填方路基（即路堤），挖方路基（即路堑）和半填半挖路基等三种。前两种路基适用于各种地形条件，第三种仅适用于山坡地形。

公路路面是在路基上用各种不同材料，按一定厚度筑成坚实而平整的结构层。路面结构分为单层和多层路面，如图11—17所示。为了保证汽车行驶安全，快速，畅通。要

求路面具有足够的强度和稳定性，并有一定的平整性和粗糙度，在行驶过程中产生的尘量要小。

由于汽车运输具有爬坡能力大，转弯半径小，机动灵活，适应性强等优点。因此，当开采窄短和复杂形状矿体、开掘沟道、露天边帮扩帮，尽头区作业，选采以及加速基建等方面，采用汽车运输最适宜。

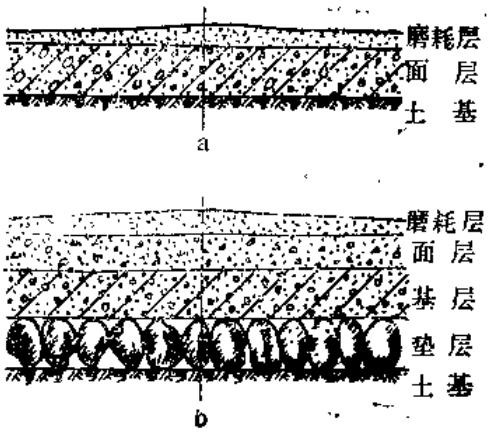


图11—17 路面结构

a—单层路面结构；b—多层路面结构

3、国内外电动轮自卸汽车发展趋势 随着各国矿业工程的发展和运输量的大幅度增长，迫切要求载重量大、爬坡能力强，性能完好的运输设备。电动轮自卸汽车就是为了满足这些要求发展起来的。

在电动轮汽车问世以前，世界各国到五十年代中期，矿用自卸汽车几乎全是机械传动的，其最大载重量都未超过60t。直到60年代初，美国通用电气公司生产了第一台载重量为85t级的电动轮汽车。从此，世界各国露天矿的汽车载重量才突破60t大关，并继续向特大型的方向发展。到六十年代末，载重量增加到150t。七十年代初，最大载重量又发展到200t级。

近十年来，美国、日本、苏联、加拿大、澳大利亚等国的大型露天矿已普遍使用大型电动轮自卸汽车，并有取代其它传统运输方式的趋势。美国的特里克斯公司制造的33—19型自卸汽车，载重量为316t，目前正在各种露天矿进行试验；克列斯汽车公司和马利昂公司正在分别设计、试制载重量为450～630t和435～725t级的自卸汽车；瓦布柯公司设计的汽车列车，其最大载重量可达900t。总之，美国露天矿用自卸汽车，近十年来发展很快，各汽车制造公司竞争十分激烈。

苏联起步较晚，1976年才开始生产载重量为75吨级的БЕЛАЗ—549型自卸汽车，直到1981年又生产了载重量为110t的БЕЛАЗ—7519型和载重量为180t的БЕЛАЗ—7521型第一批试验样机。近年来，苏联又在180t级自卸汽车的基础上，设计制造了载重量为260～270t级的自卸汽车。

我国起步更晚，目前已能生产载重量从7～60t的矿用自卸汽车，并已试制成功MARK—36型载重154t的电动轮矿用自卸汽车。

尽管世界各国电动轮自卸汽车正朝巨型方向发展，但从当前的趋势看来，200t级以上的自卸汽车，大批量生产不多。主要原因是发动机传动系统、制动系统及以轮胎等方面的问题尚未过关。因此，国外露天矿常用的电动轮自卸汽车吨位有65、75、85、100和130t级，其中以100～120t级的自卸汽车使用最广。150、170、200t级的应用也正逐渐增多，200t级以上的，都还处于研制、试验阶段。生产中应用不多。

电动轮自卸汽车与机械传动系统（或液压传动系统）的自卸汽车相比，具有牵引性能好，爬坡速度大，结构简单可靠，启动平稳，掣停准确，自动调速，维修费用低等优

点。但这类汽车的电动轮结构复杂，制造困难，价格昂贵。

为了进一步提高电动轮汽车的爬坡能力和运行速度，减少燃油消耗，降低运输成本。国外又发展了一种架线式电动轮汽车。它的特点是在主要固定干线上敷设架线网路，并在汽车上安设受电弓，以便从架线电网中获得补充电源。它在采矿场和排土场由柴油机发动直流发电机供电，而在干线上则由架线电网供电。如南非拉帕博拉铜矿，由于石油价格上涨，使采矿总费用增加。该矿为了降低运输费，于1980～1981年期间，研制试验成功架空摩电系统，取得了显著的经济效益。

二、铁路运输

铁路运输是露天开采的主要运输方式之一。自六十年代以来，由于采矿科学技术的进步和重型自卸汽车和电动轮自卸汽车的问世，铁路运输所占比重日趋减少。但在我国的一些大、中型露天煤矿，仍以铁路运输为主。

露天矿场铁路运输，按轨距不同分为：

准轨运输：我国的标准轨距为1435mm。

窄轨运输：常用的轨距有900、762、750和600mm 四种。

准轨运输适用于大型露天矿。其优点是：直接与国家铁路接轨，无需转载，运输能力大；运距长，运量大时，单位货载的运输成本低；可采用大型车辆与挖掘机配合，提高生产能力。但受地形及矿体贮存条件限制较大，灵活性差；线路要求严格，组织管理复杂，铁路建筑和设备费较高。

窄轨运输适用于中、小型露天矿。

1．机车和车辆　露天矿山铁路运输的牵引设备有蒸汽机车，电机车、内燃机车和复合能源机车四类。由于蒸汽机车的热效率低，爬坡能力小（为25%），因此，在国外已被淘汰。我国一些中、小型露天矿，由于历史原因，仍在继续使用。电机车的粘着重量大，牵引力大，在同功率条件下与蒸汽机车相比，具有运输能力高，爬坡能力强（为40%），操作简单，平稳，制动准确，运输成本低等优点。因此，露天矿使用电机车较多。内燃机车目前用于露天矿山还很少，尚处在发展中。为适应露天矿铁路不同线路区段的作业需要，近年来，国外开始发展装备复合能源机车。

国内生产的标准轨电机车有100t和200t两种。窄轨电机车有 8、14、20、40t等 四种。窄轨内燃机车有80HP和120HP等两种。

用于露天矿山铁路运输的车辆种类繁多，目前，广泛采用侧板下开式自翻车。用于准轨运输的车辆有60、100、180t等三种；窄轨车辆有1.2～2.5、4～10、20m³等。

近年来，我国已在小批量生产100t液压自翻车，以满足大型露天矿发展的需要。

2．运输线路　露天矿铁路运输线路，按其作业特点可分为以下三类：

（1）固定线路　固定线路是指连接采矿场、排土场、贮矿场、选矿厂和破碎站以及工业广场之间的铁路干线，服务年限在三年以上；

（2）半固定线路　半固定线路是指采矿场内的移动干线，站线、排土场与采矿场之间的平台联络线以及服务年限在三年以下的其它线路；

（3）移动线路　移动线路是指采掘工作面的装运线路和排土场的翻车线。

铁路线路由上部建筑和下部建筑所组成，如图11—18所示。上部建筑包括轨枕，道床，钢轨和扣件，防爬器等；下部建筑包括路基，桥涵、隧道、挡土墙等工程。

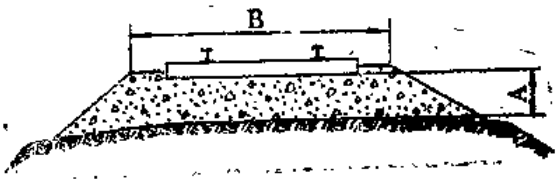


图11—18　线路构造

A—道床厚度；B—道床宽度

3．**铁路运输发展趋势**　铁路运输适用于储量大、面积广，运距长的露天矿和矿山专用线。它具有运输能力大，运输成本低，设备和线路坚固等优点。但基建投资大，灵活性差，运输组织管理复杂，随着开采深度的增加，运输效率降低。为此，铁路运输今后的主要发展趋势是：发展标准重量为150t的电机车和100～200t的液压自卸翻斗车；研制电动轮自翻车牵引机组和复合能源电机车；实现线路工作全盘机械化，机车遥控及运输系统自动化。

第四节　排土工作

露天开采的一个重要特点是：要剥离复盖在矿床上部及其周围的表土和岩石，并将其及时地运到专设场地排弃。而这种接受排弃土岩的场地，称为排土场（或称废石场）。在排土场，用一定方式进行排放土岩的作业，称为排土工作。

排土工作是露天矿主要生产过程之一。因此，合理选择排土场位置和组织排土工作，不仅关系到采装、运输的生产能力和经济效果，而且还涉及到占用农田和保护生态环境等问题。所以在选择排土场位置时，应遵循以下原则：尽量不占或少占农田，在可能的条件下，利用山谷、洼地或山坡荒地设置排土场；排土场不能设在露天开采境界以内，在保证边坡稳定的条件下，尽可能靠近采矿场；对可能利用的岩石，应考虑今后回收装运方便；排土场应设在居民点的主导风向的下风侧，以防止岩尘污染居民区；禁止将排弃土岩中的有害化学成分带入河流，防止污染水源；设置排土场时，还应考虑复土造田的可能性，并制定复土造田规划。

按排土场与露天矿的相对位置，可分为内部排土场和外部排土场。前者是将剥离的土岩直接排弃在采空区内。这是一种最经济的排土方法。但仅适用于开采水平或倾角小于5～10°，开采深度在30～50米以内，并能一次采掘矿体全厚的矿床；或具有两个以上不同开采深度的矿床。可是，大部分露天矿都不具备这种条件，故大多采用外部排土场。

一、排土方式

采用间断生产工艺系统的露天矿，按排土机械其排土方式可分为推土机排土，排土犁排土，挖掘机排土，轮胎式前装机排土及胶带排土机排土等五种。

1．**推土机排土**　采用汽车运输的露天矿，大多采用推土机排土。推土机排土作业过程较简单，包括汽车翻卸土岩，推土机推土，平整场地和整修排土公路。图11—19

为推土机排土示意图。



图11—19 推土机排土示意图

利用推土机排土时，可采用周边排土法或平推排土法。前者是用推土机将土岩向四周推到斜坡下面；后者是在整个排土平台上，翻卸土岩并整平。

在平原地区堆筑排土场时，应先向堆积土岩处修筑公路，然后形成高2～5m，宽70～100m的翻卸平台。在初始翻卸平台上，逐层堆放土岩，或将土岩向翻卸平台坡下倾斜，并随着排土场高度的增加，再扩展排土工作线，使排土场达到设计高度（一般不超过30～40m）。

为了保证汽车卸载安全，应在台阶坡顶上用推土机推成一挡车岩堆。

采用窄轨铁路运输的露天矿，为了减轻排土作业的劳动强度，提高排土效率，也可采用推土机排土。

推土机排土具有灵活，工艺简单，安全性好，基建量少，投产快，排土台阶高度大（可达100m以上）等优点。因此，国内外采用汽车运输的露天矿配合推土机排土的方式较多。随着矿山规模的不断扩大和大型电动轮自卸汽车的应用，与之配合使用的推土机也将朝较大马力方向发展。

2．排土犁排土 排土犁排土是采用铁路运输的露天矿广泛采用的一种排土方式。排土犁自身没有行走动力，而是靠机车牵引在轨道上行走的一种特殊车辆，所需压气也是由牵引机车供给。图11—20为国内通用的KT—1型排土犁示意图。

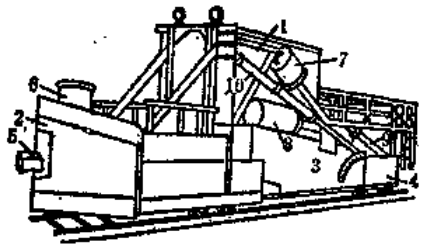


图11—20 KT—1型排土犁示意

1—操纵室；2—前鼻保护犁板；3—主翅板；4—小翅板；5—挂钩；6—前鼻保护犁板升降气缸；7、8—犁板控制气缸；9、10—拉杆

排土犁工作时，靠气缸压气将犁板伸开成一定角度，这样便可将堆置在排土线外侧的土岩向下推卸。

排土犁排土作业包括：沿列车长度方向的全部翻斗车同时翻卸土岩；排土犁排土；修整平台和线路移设。图11—21为排土犁排土的作业示意图。

一般情况下，排土线长度为1500～2000m；移道步距为2.5～3.0m；排土线段高为10～20m。

3．挖掘机排土 在国外露天矿利用挖掘机排土较多。我国少数露天矿也有用挖掘机排土的。它与排土犁排土相比，具有排土线能力大，线路质量好，便于清扫粘车等优点。挖掘机排土，是国内排土工艺的发展方向。

挖掘机排土的工作面布置如图11—22所示。其排土作业包括：列车翻卸土岩；挖掘机堆垒；线路移设等。排土台阶分成上下两个分台阶，挖掘机设在下部分台阶水平上，铲挖卸入受土坑中的土岩，然后向前后和外侧转排、堆垒，直到排满规定的排土台阶总

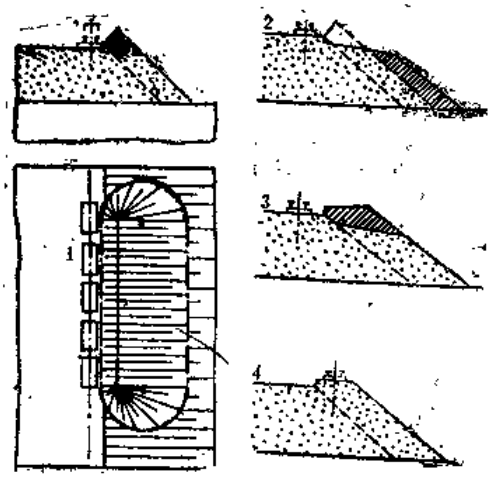


图11—21 排土犁排土的作业过程
Ⅰ—列车翻卸土岩；2—排土犁排土；
3—修整平台；4—线路移设

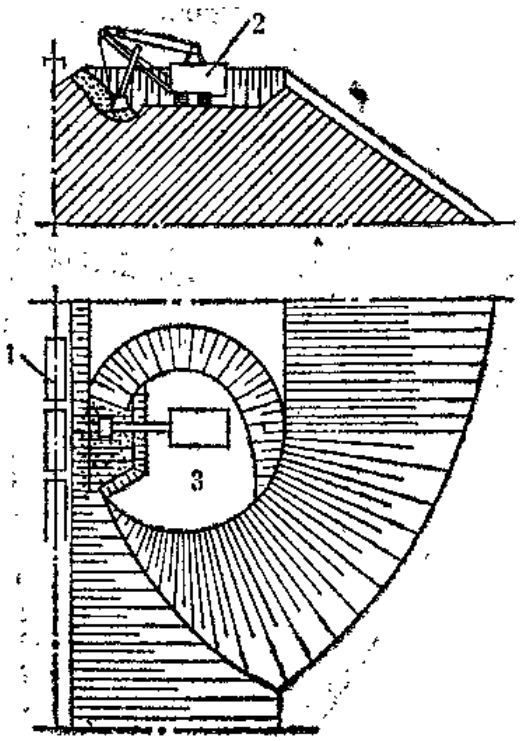


图11—22 挖掘机排土
1—排土列车；2—挖掘机；3—受土坑；

高度。向前方和侧面堆垒分台阶平台，是为挖掘机行走筑路；向后方堆垒台阶平台，为新排土线修筑路基。

采用挖掘机排土时，受土坑设在挖掘机和排土线路之间，长度不应小于一辆自翻车的长度，容积为200～300m³。

4．轮胎式前装机排土 轮胎式前装机的排土作业包括：列车进入排土线翻卸土岩；前装机位于排土线之下的工作平台上进行转排作业，如图11—23所示。

图中的（1）表示，当工作平台较窄时，前装机慢行，作180°转向运行。这种作业方法运距长，效率低，但安全可靠；（2）表示，当工作平台较宽时，前装机可就地作180°转向运行，这种作业方法运距短，效率高；（3）表示，当工作平台较宽时，前装机作90°转向运行，进行加长工作平台的作业。

由于铁路运输难以实现排土工作连续化，因此，轮胎式前装机排土法，在露天矿山应用较少。

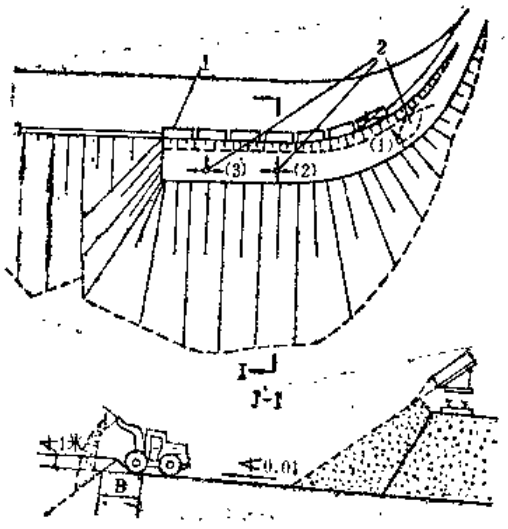


图11—23 轮胎式前装机排土作业
1—列车；2—前装机运行轨迹

5．悬臂式胶带排土机排土 当开采

水平或倾角在12°以下的矿体时，如果上部覆盖岩层较松软，则可采用悬臂式胶带排土机排土。如图11—24为悬臂式胶带排土机正在排土作业的情况。



图11—24　悬臂式胶带排土机排土作业

悬臂式排土机排土作业包括：由运输机运来的土岩，经转载运输机进入排土机的排土运输机，然后运往卸载运输机，即可向上、向下或同时向上和向下进行排卸。这种排土机具有运输和排土两种功能，排土工作容易实现连续化和自动化。因此，国外露天矿山已广泛采用悬臂式排土机进行排土作业。目前，在国内一些冶金矿山也开始应用。

第五节　排土场的建设及环境保护

一、排土场的建设

排土场的建设主要是修筑排土场线路的初始路基。根据地形条件，可分为山坡和平地两种修筑方法。

1．山坡地形时　采用汽车运输的排土场线路初始路基，当用前进式堆置时，一般沿开采水平，开挖半堤半堑，如图11—25所示。离开采边界先修筑30～50m长的路基，即可开始排弃工作，随着排弃工作的进展，逐步向外扩伸；若采用后退式堆置时，则需修筑较长路基。

采用铁路运输的排土场线路初始路基，应尽量利用地形，在山坡上开挖半堤半堑，整平后，铺上线路即成，如图11—26所示。

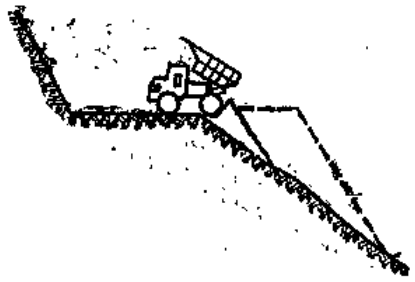


图11—25　汽车运输山坡排土场初始路基及其扩展

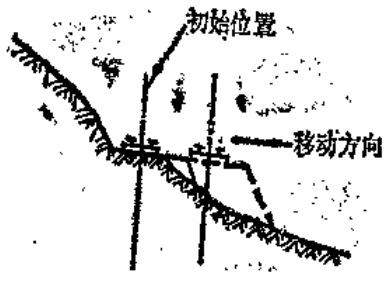


图11—26　铁路运输山坡排土场初始路基及其扩展

2．平缓地形时　在平缓地带修筑排土场的初始路基，一般采用人工或机械分层堆垒和逐渐涨道的方法修筑。常用的机械有推土机、挖掘机，轮胎式前装机等，如图11—27所示。



图11—27　平缓地形排土场初始路基机械修筑

a—挖掘机修筑；b—推土机修筑

二、排土场的稳定及公害防治

排土场建成后，可能出现不稳定情况，常见的有滑坡、塑性变形、坡面散落、沉陷等。排土场不稳定时，对排土场的安全作业和正常排土，影响很大，甚至影响全矿生产的完成，并造成环境污染和公害。因此，应采取有效措施，提高排土场的稳定性。

因排土场堆置土岩和进行排土作业，所造成的公害包括以下三个方面：

1．大气污染及其防治　由于排土场排卸松散土岩时，产生大量粉尘，这些粉尘在空气中扩散，随风飘荡，不仅影响排土场附近居民，而且影响农作物生长。因此，应采取防止粉尘扩散的措施，如在卸土时进行喷雾洒水或在排土线上设置人工降雨装置等。

2．水质污染及其处理　如果排土场所排弃的土岩中，含有害矿物颗粒时，随着大气降雨，这些有害矿物颗粒可能进入河流或蓄水池中，对附近居民的饮水造成严重的污染，危害极大。因此，应采取有效措施对污染的水质进行处理。其方法有：中和法、蒸馏法、逆渗透法、离子交换法、冻结法和电渗析法等。其中以中和法应用最多。

3．泥石流及其防治　在暴雨季节，排土场容易造成滑坡，以致形成泥石流。其结果不仅影响排土场正常作业及安全，而且会淹没附近农田。同时还会使含有害成分的泥水，污染水源，给农牧业生产和人民生活造成极大危害。因此，在修筑排土场时，应在可能产生泥石流的地段附近，修筑一定高度的挡泥墙，以免淹没农田和村庄。在汇水的低洼地带，可筑拦水坝形成水库，使雨季流入的泥水，经沉淀后排到水渠中去。旱季时清除水库中的泥土，可减少对附近农田及对环境的污染。

第十二章　石材开采

所谓石材是指从天然岩体中分离出来，并经加工成块状或板状材料的总称。目前，作为天然石材开采的有大理石和花岗石两大类。

我国石材资源丰富，品种繁多，遍布全国各地。据不完全统计，大理石储量高达240多亿立方米，居世界之首。可供外贸出口的大理石板材近百种，其中有闻名全球的北京房山汉白玉，以及雪花白、奶油、咖啡、杭啡、丹东绿等品种，深受国内外市场欢迎。

近年来，我国石材开采发展很快。但是，石材的产量、质量及开采技术水平远不能满足日益增长的城乡建设和发展国际贸易的要求。因此，不断提高我国石材开采和加工技术水平，迅速增加产量，提高质量，开发新品种，仍是我国石材工业发展的主要任务。

第一节　石材开采方法

石材开采在勘探、表土剥离，开拓运输等方面与一般矿床开采基本相同。但是，分离岩体的方法却有着根本的区别。其开采的主要特点是：要求从岩体中分离出符合一定规格的，无裂隙、无内伤的块石（即荒料）。因此，开采大理石要使用专门设备。绝对禁止采用硝铵、铵油等烈性炸药进行常规爆破。必要时，只能用黑色火药或高能燃烧剂以及静态龟裂法进行控制爆破。

石材开采的回采工艺包括：将大块岩石从原岩体中分离出能进一步分割成荒料的块石；将分离的块石切割成与采矿场起重运输及加工设备相适应的荒料块；再将荒料块整平成较规则的六面体荒料，然后用人工或机械起吊，运出。

在石材开采中，由于各种岩体岩性、节理、裂隙、产状和有无坚硬的包裹体以及矿山的技术装备条件不同，其切割分离面的方向及所使用的切割方法也不相同。这种不同的切割方法以及回采工作面的形状和参数的组合就构成了不同的石材开采方法。

目前，石材开采的主要方法有：钻眼劈楔法，锯石机开采法，火焰喷射切割法及控制爆破切割法等四类。

在矿山生产实际中，通常是以一种开采方法为主，再辅以其它方法联合作业，以发挥各种方法的技术经济效益。

一、钻眼劈楔法

1．人工钻眼劈楔法　石材开采在我国已有悠久的历史，自古以来，直到今天的许多乡、镇采石场仍使用十字镐、鹤嘴镐、钢钎、二锤和楔子等原始工具把块石从原岩

体中分离出来。

人工钻眼劈楔法的要点是：先在岩体的裂缝内或松软的夹层上，用钢钎、二锤打眼或凿出沟槽，然后用二锤将楔子打入沟槽或眼孔内。此时，岩体上便形成较长的裂缝，随着裂缝的不断扩大，块石便从原岩体中分离出来。

人工楔有两类：普通楔和复合楔。前者用于较易分离的岩体，后者用于难以分离的岩体。

普通楔又分为角锥楔和扁平楔两种，如图12—1所示。角锥楔长150～550mm，厚25～50mm，适用于裂隙节理面不规则的岩体回采；扁平楔长150～450mm，粗端厚25～80mm，适用于节理面规则的岩体回采。

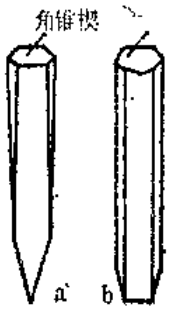


图12—1　普通楔

a—角锥楔；　b—扁平楔；

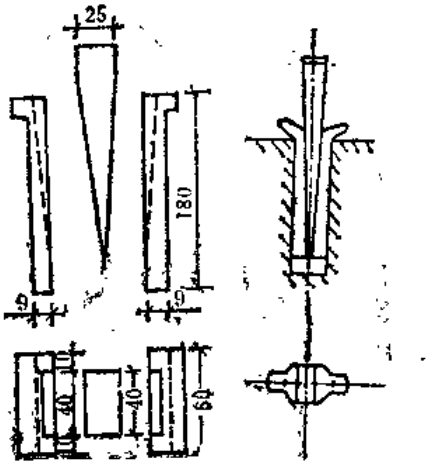


图12—2　复合楔

a—方形复合楔；　b—圆形复合楔；

复合楔有方形和圆形两种，如图12--2所示。方形复合楔需凿方形楔窝，较费工，一般用于下楔数量不大，劈裂性能良好的岩体回采；圆形复合楔，只需穿凿圆形楔眼，一般用于分离大规格的块石。

由于人工钻眼楔法分离的块石很不规则，整平工作量大，劳动强度大，效率低，因此这种方法仅用于岩体裂隙发育，缺乏动力来源的偏僻山区小型乡、镇采石场。

2．机械钻眼劈楔法　机械钻眼劈楔法，通常是在台阶式工作面上用手持式凿岩机或专用钻眼设备（如导杆式或滑轨式钻眼机等），钻出间断或连续眼孔前者再用液压劈裂机将块石从原岩体中分离出来。

导杆式（又称托架式）钻眼机，如图12—3所示。它是目前用得最为广泛的一种专用钻眼设备。该机结构简单，相当灵活，重量不大，能保证凿岩质量。

液压劈裂机是由一个液压泵及若干个劈裂器组成。劈裂岩石时，是将润滑过的扩张板部分插入已钻好的眼



图12—3　导杆式钻眼机

孔内，然后开动液压泵，使活塞推压楔子，将扩张板扩张，即可使岩石劈裂。

图12—4为液压劈裂器及劈裂岩石的过程示意图。

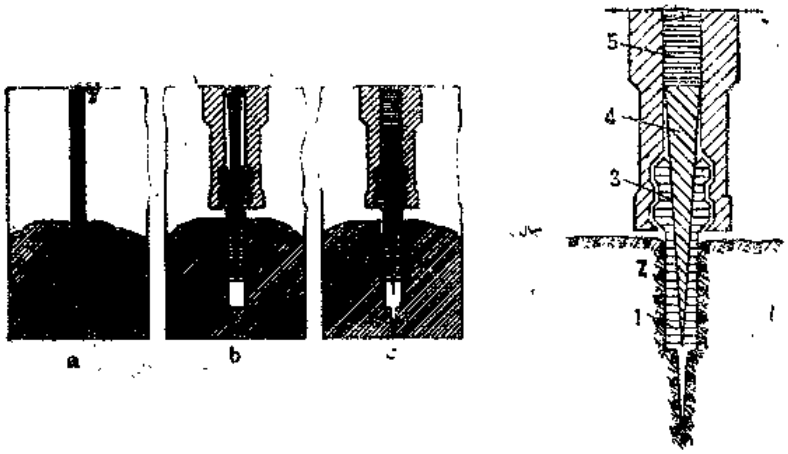


图12—4　液压劈裂器及劈裂岩石过程

1—岩石；2—眼孔；3—扩张板；4—楔子；5—连杆

a—钻眼；b—插入劈裂器；c—岩石开始劈裂

在目前，单独以机械钻眼劈裂楔法作为岩石分离切割手段的方法是很少的，多数情况下是与各种切割方法联合使用，如图12—5为钻眼劈楔法的打眼工作。楔眼的深度，直径及布置的疏密程度取决于很多因素。通常，在阻力最小的面上劈裂1米高时，钻眼直径为25～35mm，深为100～150mm，在没有明显裂隙，或与最好劈裂面有一定角度时，钻眼的距离减少到100mm，眼深则增加到分离块高度的1／2～2／3。

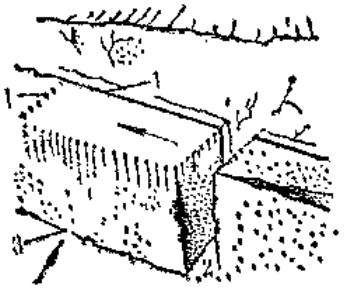


图12—5　钻眼劈楔法打眼工作

1—连续钻眼切割缝；2—切割沟槽；

3—天然裂隙；4—劈楔切割楔眼；

二、锯石机开采法

1．钢绳锯石机开采法　以钢绳锯石机为主要切割手段，将块石从原体中分离出来的方法，称为钢绳锯开采法。

钢绳锯石机是目前世界上开采大理石常用的采石机械。它适用于开采厚度大，天然裂隙少，中等硬度的均质大理石类石材，可获得表面平整的任意大规格荒料，资源利用率高。

钢绳锯石机有可移式和固定式两种。工作时，由电机驱动传动装置，带动无极钢丝绳，绳槽带动磨料（硅砂或普通河沙）与岩体发生摩擦形成锯缝，从而达到切割岩石的目的。

固定式锯石机是示驱动装置安援在采石场外的固定地点，操纵则在室内进行。它的优点是绞车司机工作条件好，设备能得到较好的保护，其缺点是支撑立柱遍布采石场内外，检修不便。

钢绳锯石机回采工艺简介如下：

（1）准备堑沟的切割：当工作面确定后，即进行准备堑沟的切割工作，以便安设工作立柱进行垂直或水平切割。准备堑沟有V型和矩形两种形式，如图12—6为V型堑沟的切割方法：先钻出AB孔，超深30Cm，孔径一般为200mm，然后配合另一工作立柱分别切断ABCD及ABEF两个垂直面。待垂直面锯切完后，将工作立柱放倒，水平安装导向轮，由E向C进行平面切割，将ECB平面切下。最后用打楔法或慢动绞车将V型块石取出，堑沟准备即算完成。上述方法也适合于矩型堑沟的切割。另外还可采用链式锯石机和钻眼劈楔法切割准备堑沟。

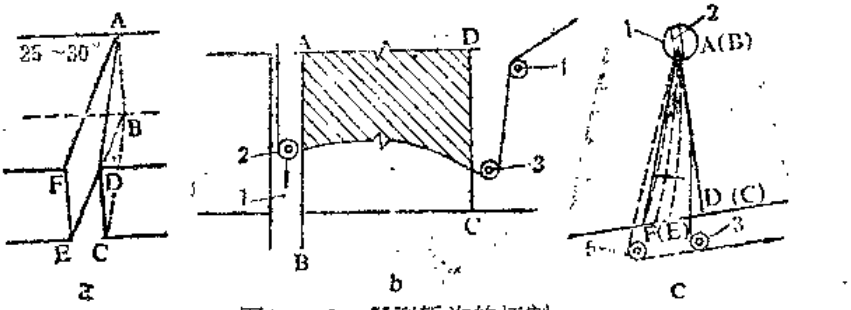


图12—6　V型堑沟的切割

a—切割槽；b—垂直锯切；c—水平锯切

1—钻孔；2—孔内压轮；3—压轮；4—导向轮；5—压轮的最终位置

（2）条段块石的锯切：堑沟切割出来后，即可进行条段块石的锯切，如图12—7所示。先钻AB孔，架立AB、CD两根工作立柱，切割ABCD垂直面；放倒孔外工作立柱，水平安装切割BDE水平面；然后将孔外立柱移至堑沟内，继续切割BEH面，当BDEH面切割完后，再将孔外立柱竖起，锯切AGBH垂直面；最后用顶石机将ACFGHCDE立方体顶出，至此，便完成了分离回采长条块石的工作。

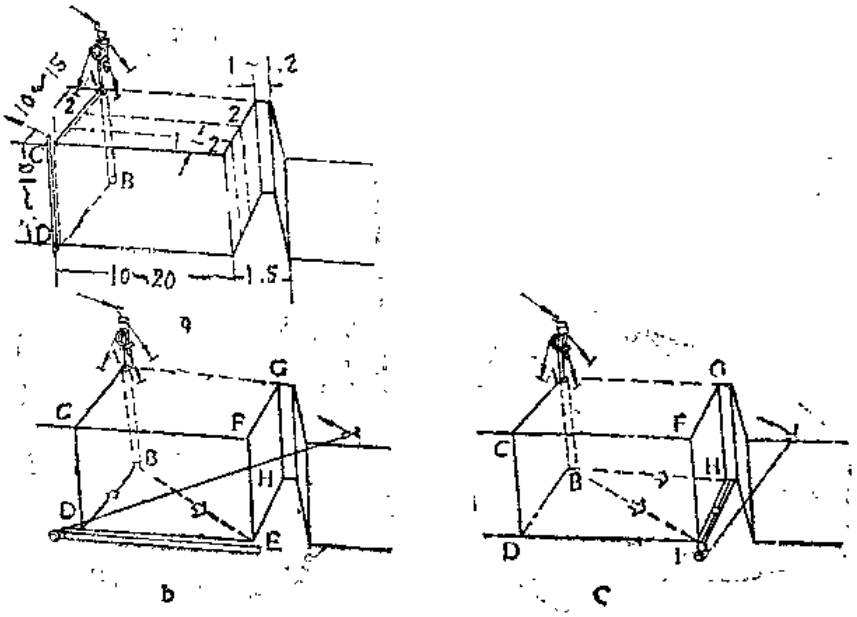


图12—7　钢绳锯石机回采工艺

（3）条段块石的分割加工：用普通钢绳锯石机从原岩体中分离出的条段块石其体积可达1000～2000m³。因此，需用钻眼打楔法或其它方法将长条块石分割成所需规格的荒料。最后再用人工或金刚石锯将荒料整形成荒料块。

（4）荒料堆的堆码及吊装：用装载机或慢动卷扬机将已整形后的荒料块运至起重机附近堆码起来，堆码时，可象片石砌墙一样重叠成垛墙一般。最后用起重机吊起装入载重汽车运走。

2．金刚石绳索锯开采法　由于普通钢绳锯石切割效率较低，早在60年代末期，用金刚石绳索代替普通钢绳的锯石机，就已用于长条大块石的切割作业。经过短时间的迅猛发展，显示了较高的效益。因此，目前世界各国都广泛采用金刚石绳索锯切割大理石，并已取得很大的成绩。如意大利大理开采的平均生产效率高达10m³／h，成荒率达70%。

金刚石钢绳与普通钢绳不同的是钢绳上套有金刚石套筒（即串珠），该套筒即切割部分，可对岩石进行直接切割。锯切速度快，生产效率高，能作垂直，水平，倾斜面的锯切作业。

图12—8为金刚石钢绳的构造示意图。

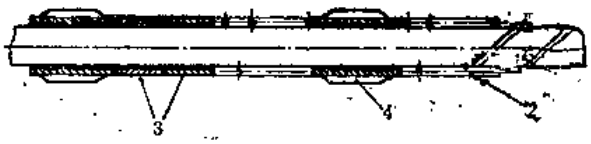


图12—8　金刚石钢绳构造示意

1—钢绳；2—间隔弹簧；3—保护钢套；4—镶金刚石套筒

用金刚石绳索锯进行岩体的切割分离作业可通过图12—9所示的多种途径来实现：

a—表示凭藉由钻机钻出的一个水平孔及一个垂直孔（两孔垂直相交），将钢绳一端由垂直孔送入，由水平孔引出，绕过绞车及导向轮后，将两端接好，即可包绕被切岩

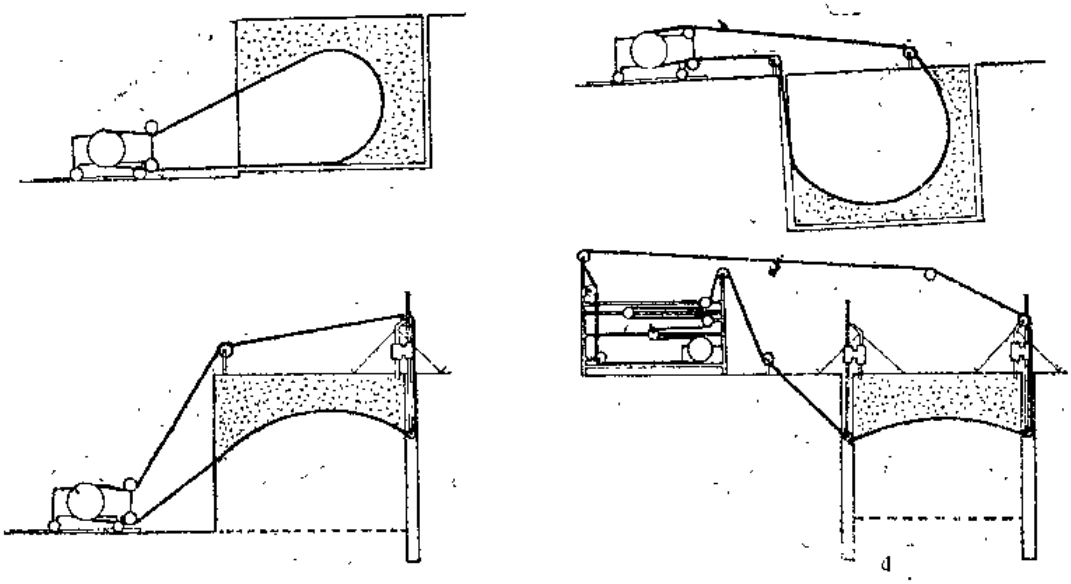


图12—9　金刚石绳索锯及普通钢绳锯切割工艺

体进行闭路切割；

b—表示将钢绳穿过两个垂直钻孔及沿底平面开掘的水平槽沟，即可将被包绕的岩体进行闭路切割，

c、d—表示凭藉一个或两个大直径钻孔（孔径为240～320mm），用普通钢绳锯和自动下压的工作立柱，进行开式切割。实践证明，包绕闭式切割方法是最有效的切割方式。

金刚石绳索锯与普通钢绳锯一样，适用于中等硬度以下，质地均匀，无包裹体的厚层连续岩体，以及供水充足，冰冻期短的石材矿山。

3．链式锯石机开采法　以链锯式为主要切割手段，将块石从原岩体中分离出来的方法，称为链式锯石机开采法。

链式锯石机是由机体和单臂截盘等部件组成，如图12—10所示，截盘上装有链条，链条上嵌有金刚石或硬质合金锯齿，通过截盘转动换向机构，可作水平或垂直切割。

采用链式锯石机开采时，是把锯石机安设在台阶工作面上，由上而下直接从岩体中分离出条状块石，如图12—11所示。工作时，启动电机，带动截盘上的链条及锯齿，使锯齿紧贴岩石运转形成锯缝，从而达到切割目的。锯石机在轨道上靠牵引卷筒和钢丝绳引行驶。切割推进速度一般为1.5～4.0m／h，截盘切割吃入深度可达3 m/h，切割效率为3～8 m／h。

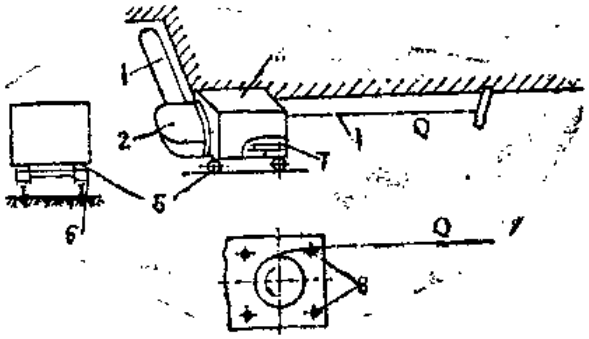


图12—10　链式锯石机示意图

1—截盘；2—电动机；3—转动机构；4—钢丝绳；5—滚轮；6—钢轨；7—卷筒；8—滑轮

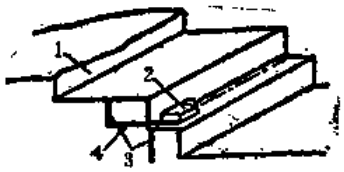


图12—11　链式锯石机切割示意图

链式锯石机适用于开采厚度较大的大理石，石灰岩等软、中硬石材。这种锯石机的切割效率比普通钢绳锯石机高4～5倍，但切割强度小，灵活性差，电能消耗大。因此，在大多数情况下，均需与其它开采方法联合作业。

三、火焰切割机开采法

火焰切割属于热力破岩法之一。以火焰切割机为主要切割手段，将块石从原岩体中分离出来的方法，称火焰切割机开采法。

火焰切割机是由喷射筒，操纵杆以及氧气瓶，燃烧筒，燃油泵，空压机等部分组成，如图12—12所示。其工作原理是：利用雾化燃油稳压器或氧气混合物，在喷射筒的燃

燃室内，燃烧生成高温高速火焰，经喷嘴喷出射向岩石，使岩石在热力作用下，产生骤燃，膨胀，破碎，剥落，从而形成裂缝而达到切割岩石的目的。

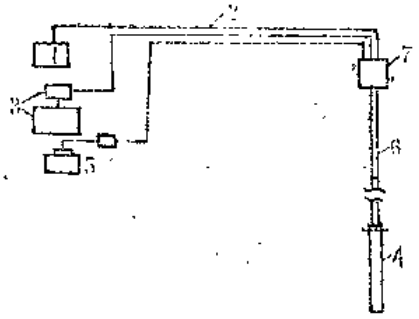


图12—12 火焰切割机组成示意图

1—空压机；2—输气胶管；3—供油系统；4—燃油筒；5—点火用氧气；6—悬纵杆；7—开关

火焰切割机一般只能用于垂直切割，如果切割沟槽较宽，就会导致资源的损失。因此，必须与其它开采方法配合作业。其联合作业程序如图12—13所示。首先在采矿场两端用火焰切割机切出切割槽；然后用凿岩机打排眼进行水平和垂直切割；再用液压顶石机将已分离出来的块石倾翻推离工作面；最后用桅杆吊将分离的块石吊至下部工作平台进行解体整形成荒料运出。

火焰切割机开采法适用于石英含量在60%以上，热容量小，膨胀性大，导热性差的花岗岩和石英岩。火焰切割机具有设备重量轻，移动方便，操作简单，效率高，切割深度大，切缝整齐等优点。但噪音大，粉尘多，适用范围窄等不足。

目前，国外正在研制微波破碎切割法，高压射流切割法等无公害的采石方法。

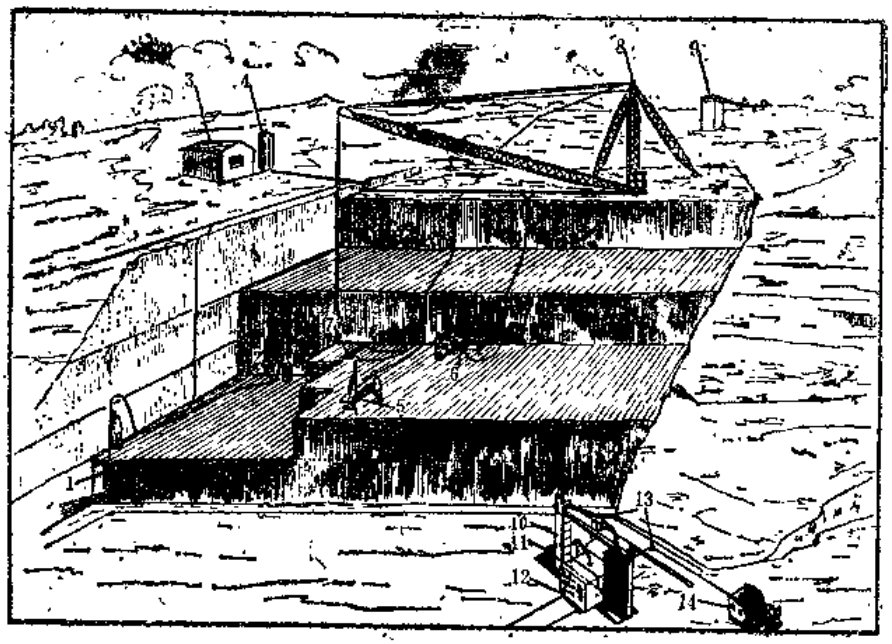


图12—15 石材联合切割开采概貌

1—火焰切割；2—燃油泵；3—空压机站；4—风包；5—垂直凿眼切割；6—水平凿眼切割；7—液压顶石机；8—桅杆起重机；9—变电所；10—荒料整形框架锯；11—供砂泵；12—荒料车；13—导向滑轮；14—绞车

四、爆破切割法

以爆破法为主要切割手段，将块石从原岩体中分离出来的方法，称为爆破切割法。石材开采的爆破属于非常规的爆破方法，它是指控制爆破，金属燃烧剂近人爆破以

及静态爆破等。这几种方法既可作为主要切割分离块石的方法，也可同上述开采方法联合使用。

用于石材开采的控制爆破，要求既将块石与原岩体分离，又不破坏被分离的块石及原岩体，以保证续后分离的块石质量不受影响。这种爆破法主要用于具有水平节理裂隙，或层理面之间连接松散的水平层理和在分段底部用机械法切割沟槽的条件下。

金属燃烧剂近人爆破法，是利用铝燃烧剂在低燃速高温条件下，产生氧化-还原反应时所产生的气体膨胀，使爆破介质在准静态下胀裂。由于金属燃烧剂没有冲击波的作用，地震效应低，噪音低。因此，近年来这种方法已在一些石材矿山开始应用。

静态爆破法是利用静态爆破剂为爆破材料，和水作用后产生水化过程中体积膨胀，使岩石胀裂。这种新型爆破法，既无任何冲击波，也无地震效应，更没有飞石噪音。因此，这种爆破法在石材开采工业中，将进一步获得推广。

第二节　荒料吊装与运输

在采石场内，石材吊装与运输的特点是：场内运距短，单体荒料重量大，石材的运量小，废石运量大。因此，在选择采石场的运输方式时，不仅要考虑单体荒料的重量及其吊装，运输方法，还必须考虑废石的运输。

目前，国内石材矿山，一般采用固定式桅杆起重机，履带式起重机或汽车起重机吊装荒料。如果荒料不在起重机工作范围内，可用人工或机械设备将荒料从工作面搬运到起吊地点，然后起吊装车。若采用自行式起重机，则可直接进入工作面将荒料起吊装车。

国产桅杆起重机最大额定起重量为10t，意大利同类型的起重机最大起重量可达17t。

在起吊装车时，应注意安全，严格遵守操作规程。禁止超负荷作业和斜吊。工作场地应有足够的耐压强度。

采石场的废石，可用人工或装运设备运往废石场排弃。

第三节　石材加工简述

石材加工厂（或车间），应对进厂的荒料进行检查。即检查荒料的规格、颜色、花纹、伤痕及裂隙等。然后按用户或国家标准进行选材，以便提高成材率，避免浪费。

大理石荒料应堆码在室内或简易棚内，花岗石可堆码在露天场地。经过检查、处理和选择、搭配的荒料，应逐块编号，以便掌握荒料的质量及拼花顺序，最后绘制割石设计图，进行加工。

一、石材加工方法

1．手工加工法　手工加工法主要为凿子分解、凿平，然后进行雕刻等作业。

2．机械加工法　机械加工法主要为锯切、粗磨、水（细）磨、抛光、切割和烧

毛等作业。

（1）锯切：锯切是将荒料用锯石机锯成板材的作业。锯切荒料的设备有框架锯，盘式锯，钢绳锯等。盘式锯一般用于锯切中硬以下的小格荒料；框架锯常用于锯切坚硬的大规格荒料。

框架锯是由框架、锯条架及起落装置、电动机、偏心飞轮、连杆以及供给磨料的辅助装置等组成，如图12—14所示。其工作原理是：把加水的铁砂（或硅砂）浇入锯条下部，受压的锯条带着铁砂往复运动而切割块石。

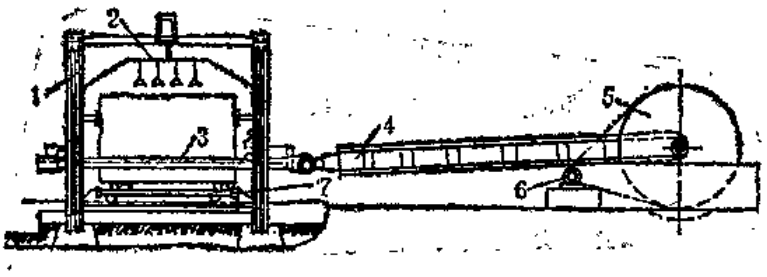


图12—14 框架锯示意图

1—框架；2—磨料供给装置；3—锯条；4—连杆；5—飞轮；6—电动机；7—荒料车

各种框架锯可装锯条的数目不同，一般为15～80根。锯花岗岩的锯条厚4～6mm，锯大理石的锯条厚3～5mm。锯条的宽度通常为120～130mm。磨料粒度与锯条厚度之比，一般取1：4或1：5。

（2）表面加工：表面加工的要求有粗磨，细磨，抛光，火焰烧毛及凿毛等。研磨工序一般分为细磨，半细磨，精磨及抛光等。

常用的研磨设备有摇臂式手扶研磨机和桥式自动研磨机等两种。前者用于小件加工；后者用于加工1平方米以上的板材。磨料可用碳化硅加结合剂（树脂或高铝水泥），也可用600～1000网目的金刚砂。

抛光材料多用氧化铝或草酸。不易抛光时，则用铝抛光或在氧化铝中加入“松木灰粉”。

加工厚板石材粗糙表面或各种沟槽时，可使用刨石机。如国产BC109—A型液压刨石机，最大刨削速度可达8米／分，可刨削200×900×400mm的荒料。

所谓烧毛，就是将锯切后的板材，利用火焰喷射器进行表面处理，使其恢复天然表面。烧毛后的板材，先用钢丝刷除掉岩石碎屑，再用玻璃碴和水的混合液高压喷吹；或用尼龙纤维团的手动研磨机研磨。经烧毛处理后的板材，表面色彩和触摸感要好。

经过表面加工后的板料，最后根据用户或国家的要求，再用细粒金刚石小圆盘锯切割成各种规格的板材。

二、板材的验收及包装

加工完毕的板材产品，应由专门人员检验其尺寸、颜色、花纹及拼花效果，内外伤等。被认为合格的产品，方可进行包装。

就地使用的产品，可用缓冲垫和耐用的钢架包装出厂；运往外地的产品，则用泡沫塑料作缓冲垫，外面再包一层塑料薄膜，然后装入木框内出厂。为了保证板材质量，绝对禁用木丝，油纸作充填、包装材料。

参 考 文 献

〔1〕长春地质学院、成都地质学院，地质学基础，地质出版社，1984。
〔2〕夏邦栋等，普通地质学，地质出版社，1984。
〔3〕袁见齐等，矿床学，地质出版社，1979。
〔4〕陈希廉等，地质学，冶金工业出版社，1979。
〔5〕傅淑芳等，地震学教程，地震出版社，1980。
〔6〕侯德义，找矿勘探地质学，地震出版社，1984。
〔7〕青海地质局，怎样找石棉，地质出版社，1974。
〔8〕陶颂霖等，爆破工程，冶金工业出版社，1979。
〔9〕中南矿冶学院等，凿岩爆破，中国工业出版社，1961。
〔10〕王文龙，钻眼爆破，煤炭工业出版社，1984。
〔11〕刘清荣等，爆破技术，湖北省爆破学会，1984。
〔12〕华东工程学院，塑料导爆管非电起爆系统，1980。
〔13〕湖北省爆破学会，爆破与安全，湖北科技出版社，1984。
〔14〕汪旭光等，乳化炸药，冶金工业出版社，1986。
〔15〕东北工学院，岩石爆破性分级（鉴定会议资料），1984。
〔16〕中国矿业学院等，井巷工程，煤炭工业出版社，1984。
〔17〕周昌达等，井巷工程，冶金工业出版社，1979。
〔18〕解世俊等，金属矿床地下开采（修订版），冶金工业出版社，1986。
〔19〕武汉建材学院，非金属矿床地下开采，中国建筑工业出版社，1984。
〔20〕淄博建材专科学校、重庆建材专科学校，非金属矿床开采(下)，中国工业出版社，1961。
〔21〕中国大百科全书，矿冶卷，中国大百科全书出版社，1981。
〔22〕李朝栋等，金属矿床开采，冶金工业出版社，1981。
〔23〕陈俊彦等，地下矿山无轨开采设备，冶金工业出版社，1986。
〔24〕金州石棉矿，石棉，中国建筑工业出版社，1978。
〔25〕新疆非金属矿山设计院，云母，中国建筑工业出版社，1977。
〔26〕本书编写组，冶金矿山设计参考资料（上、下），冶金工业出版社，1973。
〔27〕长沙矿山研究院，充填采矿法，冶金工业出版社，1978。
〔28〕中国金属、煤炭、硅酸盐、化工、核学会第一届全国采矿学术会议论文选编（上、下），1984。
〔29〕中国金属学会采矿学术委员会等，全国留矿采矿法学术会议文集，1985。
〔30〕中国金属学会采矿学术委员会等，振动放矿技术研讨会论文文集，1985。
〔31〕B·P·伊麦尼托夫，金属矿床地下开采工作过程，冶金工业出版社，1982。
〔32〕李宝祥等，金属矿床露天开采，冶金工业出版社，1978。
〔33〕武汉建材学院，非金属矿床露天开采，中国建筑工业出版社，1984。

〔34〕杨万根等，金属矿床露天开采，　冶金工业出版社，1982。
〔35〕王英敏等，矿井通风与安全，　冶金工业出版社，　1978。
〔36〕平松良雄，通风学，冶金工业出版社，　1978。
〔37〕阿·阿·斯調成斯基等，矿内通风学，燃料工业出版社，　1954。
〔38〕本书编写组，金属矿井通风防尘设计参考资料，冶金工业出版社，　1982。
〔39〕黎佩琨等，矿山提升及运输，冶金工业出版社，1984。
〔40〕中国矿业学院，矿井提升设备，煤炭工业出版社，1980。
〔41〕蒋禾等，饰面石材开采及加工，中国建筑工业出版社，1980。
〔42〕韩端庚，低振动爆破和新奥法，《有色金属》矿山部分，1981年6期。
〔43〕尤维其，水压爆破及其应用，《有色金属》矿山部分，1985年8期。
〔44〕山东莱芜铁矿爆破试验组，水介质不偶合装药破碎大块的研究，《爆破》1985年2期。