



普通高等教育“十一五”国家级规划教材



采煤概论

Introduction to Coal Mining

主编 周英

煤炭工业出版社



普通高等教育“十一五”国家级规划教材

采 煤 概 论

主编 周 英

参编 勾攀峰 李化敏 李东印

煤炭工业出版社

· 北 京 ·

内 容 提 要

本书系统地介绍了煤矿生产建设科学技术基础知识。内容包括：煤矿地质、井田开拓、井巷掘进与支护、采煤方法、矿井通风与安全、矿井其他生产系统以及露天采煤、煤的地下气化等部分。

本书是与煤炭相关的地质工程、测绘工程、岩土工程、工业工程、工商管理、人力资源管理等专业《采煤概论》课程的教材。亦可作为煤矿安全培训教材或煤矿工程技术人员及煤矿高等职业技术学校师生的参考书。

前 言

本书是1985年版《采煤概论》的修订本，修订工作仍由河南理工大学（原焦作矿业学院）承担。其中：第二篇和第四篇由周英编写，第三篇、第七篇由勾攀峰编写，第一篇由李化敏编写，第五篇由李化敏、李东印编写，第六篇由李东印编写。周英任主编。

本书遵照我国现行的《煤炭工业技术政策》、《煤炭工业设计规范》、《煤矿安全规程》以及有关煤炭工业发展的方针政策规定精神，对原书中有关章节内容进行了改写、增删，调整了部分章节的系统，并更换了部分插图。

《采煤概论》力求较系统全面地介绍煤矿开采的基本理论、基本概念和基本方法。其任务是使学生懂得煤炭工业在我国国民经济中的重要性，并能对煤矿生产建设科学技术的现状及发展方向有较全面、概括性的了解，明确所学专业在煤矿生产建设中的位置，为学好有关专业课奠定基础。

兄弟院校的有关教师对本书的修订工作给予了热情的支持和帮助，编者对此深表谢意。

由于编者知识水平的限制，书中可能存在某些缺点和错误，我们恳切希望读者提出批评意见，以便不断地提高教材质量。

编 者

2006年2月

目 录

第一篇 煤 矿 地 质

第一章 煤矿地质知识.....	1
第一节 地质作用、地壳的物质组成及地史的概念.....	1
第二节 煤的形成及煤系.....	7
第三节 煤的性质及工业分类.....	8
第四节 煤层的埋藏特征	11
第五节 煤田地质勘探及矿井储量	17
思考题	18
第二章 煤矿地质图	20
第一节 地质图件绘制的特点	20
第二节 地形图	22
第三节 煤层等高线图	25
第四节 煤矿常用的其他地质图件	27
第五节 读图方法	30
思考题	30

第二篇 井 田 开 拓

第三章 井田开拓的基本问题	32
第一节 煤田划分为井田	32
第二节 矿井生产能力和服务年限	35
第三节 井田再划分	37
第四节 井田内的开采顺序	42
第五节 巷道分类	43
第六节 开拓方式的概念及分类	44
思考题	46
第四章 井田开拓方式	48
第一节 斜井开拓	48

第二节 立井开拓	52
第三节 平硐开拓	54
第四节 综合开拓	55
思考题	58
第五章 井田开拓中的几个主要问题	59
第一节 井筒位置及数目的确定	59
第二节 开采水平的确定	61
第三节 阶段大巷布置	63
第四节 井底车场	66
第五节 矿井开拓延深	68
思考题	70
第三篇 井巷掘进与支护	
第六章 钻眼爆破	71
第一节 岩石的性质与分级	71
第二节 钻眼工作	72
第三节 爆破工作	75
思考题	81
第七章 巷道支护	82
第一节 巷道围岩压力的概念	82
第二节 巷道支护及其材料	84
思考题	91
第八章 水平及倾斜巷道掘进	92
第一节 巷道断面形状及尺寸	92
第二节 岩巷掘进	95
第三节 煤及半煤岩巷掘进	104
第四节 倾斜巷道施工的特点	107
第五节 硐室及交岔点的施工方法特点	109
思考题	111
第九章 立井开凿	112
第一节 立井断面形状与尺寸	113
第二节 立井普通开凿法	114
第三节 特殊凿井方法	120

第四节 立井井筒延深.....	124
思考题.....	127

第四篇 准备方式与采煤方法

第十章 准备方式.....	128
---------------	-----

第一节 上(下)山采区式准备方式.....	128
第二节 盘区式与条带式准备方式.....	131
第三节 准备方式中的几个主要问题.....	134
思考题.....	142

第十一章 矿山压力及其控制.....	143
--------------------	-----

第一节 煤层围岩分类.....	143
第二节 工作面矿山压力的显现规律.....	144
第三节 工作面支架的结构、性能和选择.....	149
思考题.....	157

第十二章 采煤方法.....	158
----------------	-----

第一节 基本概念.....	158
第二节 采煤方法分类.....	159
第三节 爆破采煤工艺.....	164
第四节 普通机械化采煤工艺.....	168
第五节 综合机械化采煤工艺.....	171
第六节 放顶煤采煤法.....	173
思考题.....	175

第十三章 急倾斜煤层采煤方法.....	176
---------------------	-----

第一节 急倾斜煤层开采特点.....	176
第二节 急倾斜煤层采煤方法.....	177
思考题.....	185

第五篇 矿井通风与安全

第十四章 矿井通风.....	186
----------------	-----

第一节 矿井通风的任务与矿井空气.....	186
第二节 矿井通风压力和通风阻力.....	188
第三节 矿井通风动力.....	190

第四节	矿井通风系统	192
第五节	矿井总风量的计算	195
第六节	采区通风系统	196
第七节	掘进通风方法	198
第八节	矿井通风构筑物	199
	思考题	201
第十五章	矿井瓦斯与矿尘	202
第一节	矿井瓦斯的的存在状态	202
第二节	矿井瓦斯涌出量	203
第三节	瓦斯爆炸及其预防	204
第四节	瓦斯喷出与突出及其预防	205
第五节	瓦斯抽放	208
第六节	矿尘	209
	思考题	211
第十六章	矿井火灾的防治	212
第一节	矿井火灾	212
第二节	煤炭自燃及其预防	213
第三节	外因火灾的预防	214
第四节	井下灭火	215
	思考题	216
第十七章	矿井防水和排水	217
第一节	矿井水源和涌水通道	217
第二节	矿井防水	218
第三节	矿井排水	219
	思考题	220

第六篇 矿井其他生产系统

第十八章	矿井运输和提升	222
第一节	矿井运输、提升的任务及方式	222
第二节	输送机运输	222
第三节	轨道运输	226
第四节	矿井提升	231
	思考题	236

第十九章 矿井地面生产系统及工业场地·····	237
第一节 概述·····	237
第二节 矿井地面生产系统的类型·····	237
第三节 矿井地面工业场地·····	238
思考题·····	239
第二十章 矿井供电及压风设备·····	240
第一节 矿井供电系统·····	240
第二节 矿用电器设备的类型·····	243
第三节 压缩空气设备·····	244
思考题·····	246

第七篇 露天开采及煤的地下气化

第二十一章 露天开采·····	247
第一节 概述·····	247
第二节 露天开采的主要工艺过程·····	249
第三节 露天开采程序及开拓运输系统·····	253
第四节 露天矿开采境界、剥采比和生产能力的确定·····	258
思考题·····	261
第二十二章 煤炭地下气化·····	263
第一节 煤炭地下气化原理·····	263
第二节 煤炭地下气化方法及生产工艺系统·····	264
第三节 煤炭地下气化的适用条件及发展方向·····	267
思考题·····	268

第一章 煤矿地质知识

埋藏在地下的煤和其他矿产资源，都是地壳物质运动和各种地质作用的产物。因此，了解地壳物质运动的规律，认识煤炭资源的形成与各种地质作用的关系，了解煤层的性质及其埋藏特征，是从事采矿工作必须具备的基本知识。

第一节 地质作用、地壳的物质组成及地史的概念

地球是一个巨大的旋转椭球体，其赤道半径为6378.2km，两极半径为6356.8km。地球最外层的坚硬的外壳称为地壳。地壳的厚度各地有别，大陆地壳较厚，平均为36km，平原地区厚约30km左右，高原及高山地区则更厚些，例如我国的青藏高原，地壳厚达70km；而海洋处地壳较薄，地壳平均厚度约为6km，最厚8km，最薄不足3km。

地球是处在不断的运动和变化之中，今天看到的地球是其全部运动和发展过程的一个阶段。地壳的表面形态、内部结构及物质组成都在不停地发生着变化。地壳是煤及各种矿产资源形成和赋存的地方，各种矿产资源的形成和赋存与地壳的物质运动及演化有密切关系。同时，地球表面生物的生产、发育及死亡的整个过程也不断地改变着地球表面各种元素和矿物的分布，使某些元素离散或集中形成有价值的矿产。例如，生物遗体可以直接堆积变化成煤、石油等。这一切都是地壳物质在地质作用下运动和演变的结果。因此，研究地壳的物质组成以及在地质作用下的地壳物质运动，是掌握矿床形成和埋藏规律的基础。

一、地质作用

地球在不停地转动，组成地壳的物质也在不停地运动着。在漫长的地质年代中，由于自然动力引起地壳物质组成、内部构造和地表形态变化与发展的作用称为地质作用。地质作用按进行的场所及能源的不同，可分为内力地质作用和外力地质作用。

（一）内力地质作用

由地球内部能量引起的地壳物质成分、内部构造、地表形态发生变化的地质作用，叫内力地质作用。它包括地壳运动、岩浆活动、变质作用和地震作用等。

1. 地壳运动

地球内部动力引起的地壳构造改变和地壳内部物质变位的运动称为地壳运动。当地壳沿地球半径方向运动时，表现为地壳的上升或下降，称为升降运动。当地壳物质沿地球切线方向运动时称为水平运动。升降运动常常表现为缓慢的海陆变迁，而水平运动则常表现

为剧烈的造山运动，引起岩层的变形和变位。

地壳运动对煤矿床的形成及赋存条件有着重要影响。

2. 岩浆活动

地下的岩浆沿地壳裂缝上升，侵入地壳或喷出地表，在上升过程中与围岩相互作用，不断改变自身的成分和状态直至冷凝的全部过程。岩浆喷出地表叫做火山作用，未达地表的岩浆活动称为岩浆侵入活动。煤层中如果有岩浆侵入，将会给煤矿生产增加困难。

3. 变质作用

地壳深部的岩石在高温高压和化学性活泼的流体作用下，岩石的结构、构造及化学成分产生变化，形成新的岩石的作用。

4. 地震作用

地震是地壳的快速颤动，是地壳运动的一种形式，是岩石能量积累突然释放的结果。地震的酝酿和发生会引起所在地区地壳物理性质的一系列变化，以及地表形态和地壳结构的剧烈变动。

在上述的内力地质作用中，最活跃的、起主导作用的是地壳运动。地壳运动可以在地壳中造成巨大裂缝，为岩浆活动创造条件，地壳板块间的挤压碰撞可以导致地震，强烈的地壳运动还会引起岩石变质。除此之外，地壳运动还控制着外力的地质作用。

(二) 外力地质作用

它作用在地壳表层，主要是由地球以外的太阳辐射能、日月引力能等引起。它能使地表形态发生变化和地壳表层化学元素产生迁移、分散和富集。按其作用方式可分为风化和剥蚀、搬运和沉积，以及固结成岩。

1. 风化和剥蚀

暴露在地表的岩石经受着风吹雨打、日晒夜露，以及生物活动等影响，岩石在原地遭到破坏，产生崩裂、破碎或分解、溶化，岩石的这种破坏变化过程称为风化作用，如图1—

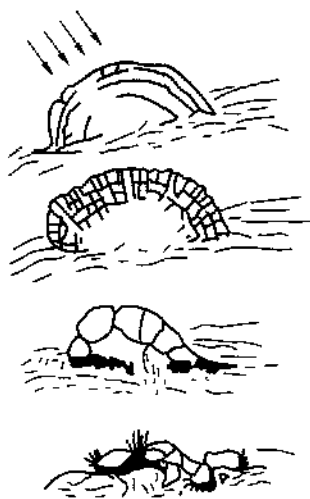


图1—1 岩石的风化过程示意图

1所示。以风雨流水等流动物质为动力，对岩石进行破坏并把破坏的产物剥离开来的过程称为剥蚀作用。风化和剥蚀往往是彼此促进的。岩石遭受风化变得松软就易于剥蚀，剥蚀后暴露出来新鲜的岩石重又受到风化。

2. 搬运和沉积

风化和剥蚀作用的产物，由风、流水等搬动到别的地方的过程称为搬运作用。被搬运的物质经过一段路程的搬运，随着搬运力量的减弱或消失，逐渐在低洼地区沉积下来称为沉积作用。最主要的沉积区是内陆湖泊、沼泽和海洋。

3. 固结成岩

是指松散的沉积物逐步变成坚硬的沉积岩的过程。其变化过程主要有：沉积物在压力作用下颗粒紧密排列，挤出水分，体积缩小，称为紧压；把砾石、砂粒等屑碎物粘结起来的过程称为胶结；细小的沉积物颗粒集中合并而发育成较大的晶体的过程称为重结晶。

从以上可见，不断地破坏着岩石、雕刻着地表，又不断地

生成新岩石，就是外力地质作用的整个过程。伴随着内、外力地质作用的进行，可以形成各种沉积矿产。

内力地质作用和外力地质作用彼此间有着密切的关系。外力地质作用在很大程度上受地壳运动的制约。风化、剥蚀过程主要在地壳上升隆起的地区进行，而其进行的强度也与地壳上升隆起的幅度和速度有关。沉积、固结成岩过程主要在地壳下降沉陷地区形成，沉积物物质成分、沉积的厚度和分布范围等，都受着地壳沉降的幅度和速度的控制。因此，当各地区的升降运动不一致时，就会造成各地区的沉积岩在分布范围、岩石性质、厚度和层数上的差异。总之，在各种地质作用中起主导作用的是地壳运动，它控制了其他地质作用的存在和发展。

二、地壳的物质组成

地壳是由岩石组成的，岩石则是由一些细小的矿物颗粒组成。

(一) 矿物

它是由一种或多种元素在地质作用下形成的，具有比较固定的化学成分和物理性质的自然产物。

自然界中的矿物种类繁多。有的矿物是由一种元素组成的单质矿物，如自然金(Au)、自然银(Ag)、石墨(C)等。有的矿物是由两种及以上元素组成的化合物，如石英(SiO_2)、黄铁矿(FeS_2)、磁铁矿(Fe_3O_4)等等。还有更多的矿物是由多种元素组成，如方解石(CaCO_3)、正长石(KAlSi_3O_8)、高岭石($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$)等。绝大多数矿物是固体，也有少数呈液体、气体状态，如天然气、自然汞等。目前已知的矿物有2000多种。

组成岩石的常见矿物称为造岩矿物。主要造岩矿物通常有石英、长石、云母、方解岩、白云石、辉石、角闪石、菱铁矿、赤铁矿、褐铁矿、黄铁矿以及粘土矿物等20余种。

(二) 岩石

岩石是矿物的集合体。组成地壳的岩石种类繁多，按生成原因可以将岩石划为岩浆岩、沉积岩、变质岩三大类别。

1. 岩浆岩

岩浆岩是地球内部的高温熔融状态的岩浆，沿地壳薄弱地带侵入地壳或喷出地表逐渐冷却、凝固而形成的岩石。根据岩石矿物成分中 SiO_2 含量的多少，岩浆岩又分为酸性、中性、基性和超基性4种岩类。岩浆岩中最主要的造岩矿物有石英、正长石、斜长石、白云母、黑云母、角闪石、辉石及橄榄石等8种。前4种是浅色矿物，后4种是暗色矿物。岩浆岩的颜色取决于浅色矿物和暗色矿物的含量比，浅色矿物富含 SiO_2 ，因而一般可以根据岩石的颜色来推断岩浆岩的岩类。

各类岩浆岩的主要组成矿物及岩石颜色见表1-1。

超基性岩类在地壳中分布很少，在煤矿区则更少见到。

2. 变质岩

变质岩是原有的岩浆岩、沉积岩或变质岩在地壳中受到高温、高压及化学性活泼的气体或液体的影响，岩石的物理和化学性质发生变化，变成一种新的岩石，称为变质岩。常见的变质岩有：由石灰岩、白云岩变质而成的大理岩，由石英砂岩变质而成的石英岩，以及由其他岩石变质而成的片麻岩、片岩、千枚岩、板岩等。

表1-1 岩浆岩的主要组成矿物及岩石颜色

岩石名称	岩类	SiO ₂ 含量 / %	主要矿物	颜色	有关的矿产
花岗岩、花岗斑岩、流纹岩	酸性岩	75~65	石英、正长石、云母	浅	铁、铅、锌、钨、钨、钼、金、银及稀有元素
闪长岩、闪长玢岩、安山岩	中性岩	65~52	斜长石、角闪石	浅	铁、铜、铅、锌、银、金
辉长岩、辉绿岩、玄武岩	基性岩	52~45	辉石 斜长石	深	铁、钛、铜、钨、钼、钨、钼
橄榄岩 金伯利岩	超基性岩	<45	橄榄石、辉石	深	铂、铬、钴、镍、金刚石、石棉

3. 沉积岩

沉积岩是在地表或接近地表的常温、常压条件下，暴露于地表的先成的岩浆岩、沉积岩、变质岩，经受外力地质作用被风化、剥蚀成碎块或碎屑的物质和溶解物质，经搬运、沉积和固结成岩作用而形成的新岩石。

沉积岩分布最广，地表约75%的面积都覆盖有沉积岩，有许多重要的矿产（如煤、油页岩、岩盐等）本身就是沉积岩。

由于先后沉积的物质在成分、粒度、颜色、形状等方面的差异，沉积岩显示出有明显的成层现象，称为层状构造。岩石之间的界面称为层面。岩层上、下层面之间的垂直距离称为层厚。岩层两个层面之间更细微的成层现象称为层理，如图1-2所示。沉积岩层上面有时还保留有反映沉积时代环境的某些特征，如波痕、泥裂等，称为层面构造，如图1-3所示。

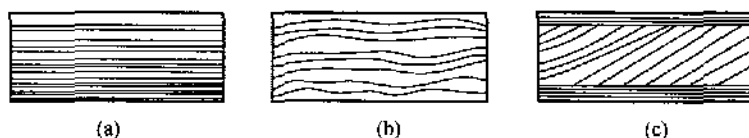


图1-2 岩层层理示意图

a—水平层理。b—波状层理；c—斜层理

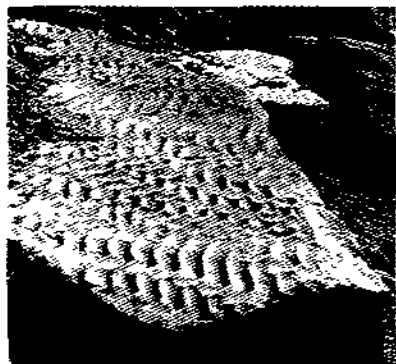


图1-3 波痕

沉积岩在沉积物沉积的过程中，往往有生活在当时的某些生物的遗体和遗迹被沉积物所掩埋，这些生物遗体的有机物质逐渐被矿物质取代、充填，这在岩石中就保留了原来古生物的形体或痕迹，称为化石，如图1-4所示。在沉积岩中有时可见到团块状、椭球状或不规则形态的块体，其物质成分与围岩石不同，称为结核。沉积岩的重要特征表现在：有成层构造和层理；具有层面构造；含有古生物化石和结核等。根据沉积岩岩石的这些特征，可以推断岩石形成的地质时代和生成环境。

沉积岩按物质成分和成因可分为碎屑岩类、粘土

岩类及化学和生物化学岩类。这些岩类在煤矿区都能见到。矿区常见的有以下几种沉积岩：

(1) 角砾岩。堆积在山坡下的一些有棱角的大小不同碎石块，后来被矿物质胶结起来成为岩石，其中直径大于2mm以上的碎屑占50%以上，如图1-5所示。

(2) 砾岩。在搬运过程中被磨去棱角的石块和岩屑被矿物质胶结起来就成为砾岩，其中直径大于2mm的碎屑占50%以上，如图1-6所示。

(3) 砂岩。砂岩中的碎屑颗粒有50%以上的直径在2~0.1mm之间。砂岩按碎屑直径大小可分为粗砂岩（碎屑直径为2~0.5mm）、中粒砂岩（碎屑直径为0.5~0.25mm）、细砂岩（碎屑直径为0.25~0.1mm）。碎屑成分以石英、长石为主，以及白云母和其他暗色矿物。胶结物有钙质、硅质、铁质和泥质等。砂岩的坚固性主要取决于岩石的厚度、成分、胶结物质以及岩石受地质构造影响的程度。

(4) 粉砂岩。主要由直径0.1~0.01mm的细碎屑组成。其外表像泥岩，但用手摩擦时有轻微的粗糙感

以上几种岩石均为碎屑岩类。

(5) 泥岩及页岩。是由各种粘土矿物紧压而成的岩石，属于粘土岩类。其颗粒直径小于0.01mm，肉眼不能分辨，结构致密。弱固结的疏松呈土状岩石称为粘土。经中等挤压固结作用而形成的厚层状或没有明显层理的称为泥岩。薄层而层理发育的称为页岩。

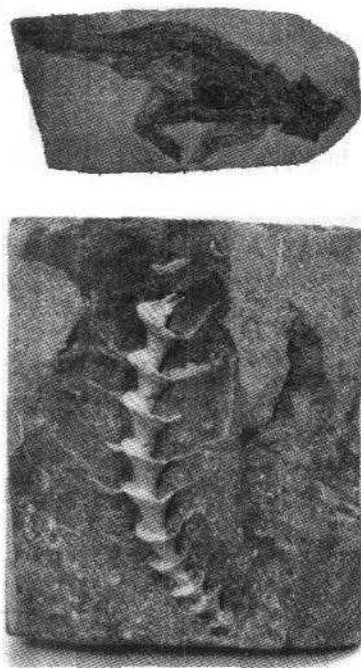


图1-4 动物化石

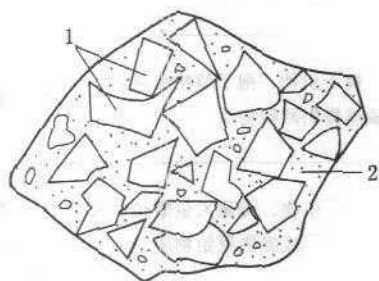


图1-5 角砾岩

1—角砾石；2—胶结物质

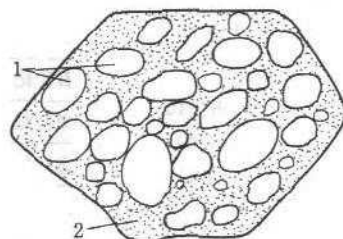


图1-6 砾岩

1—砾岩；2—胶结物质

(6) 石灰岩。矿物成分主要是方解石，一般为白色或灰色，含杂质较多时为深色，有致密状、结晶状和鲕状，性脆，遇稀盐酸发生化学反应放出气泡。石灰岩既能是化学沉积而成，也能是生物化学沉积而成。石灰岩容易被水溶解形成空洞。

三、地史的概念

地壳的发展历史简称地史。在45亿年以前形成的地球，在漫长的岁月里，其地壳在不

停地运动,地球上的生物也在不断地发展演化。研究表明,地球上的任何一种矿物和岩石、地貌和构造形态以及一种动、植物,都是地壳发展演化的产物。

各种有用矿产的成因与地壳发展的自然史实和演化规律及古地理环境有着必然的联系。在不同的地质历史阶段有着不同的岩石、矿物和生物的生成,同时也有着岩石、矿物和生物的破坏和消亡。

为了便于研究,通常根据地壳运动及古生物的发展,将地壳发展历史的主要阶段及其顺序,从古到今划分为太古宙、元古宙和显生宙3个大时期,宙以下又分代。为了反映更短的时间间隔内地壳的变化,代以下又分为若干纪,纪以下又分为世。代、纪、世是国际统一的地质年代。

在各个地质年代内,都有相应的沉积岩层形成。各个地质年代内所生成的地层相应地称为宇界、系、统,它是国际统一的地层单位。

地壳的演变和发展历史,通常用地质年代表来概括,见表1-2 [为了简便起见,表中未示出世(统)]。

表1-2 年代地层(地质年代)表

时代及相应的地层			距今年龄/ Ma	生物开始繁殖时期	
宙(宇)	代(界)	纪(系)		植 物	动 物
显生宙 (宇)	新生代 (界) (Cz)	第四纪(系)(Q)	2.6	被子植物大量繁殖,为成煤提供原始物质	古人类出现 哺乳动物
		新近纪(系)(N)	23.3		
		古近纪(系)(E)	65		
	中生代 (界) (Mz)	白垩纪(系)(K)	137	被子植物、裸子植物极盛,为成煤提供原始物质	爬行动物
		侏罗纪(系)(J)	205		
		三叠纪(系)(T)	250		
	古生代 (界) (Pz)	二叠纪(系)(P)	293	裸子植物、孢子植物极盛,为成煤提供原始物质	两栖动物
		石炭纪(系)(C)	354		
		泥盆纪(系)(D)	410		
		志留纪(系)(S)	438	裸蕨植物、海藻大量繁殖,为石煤的形成提供原始物质	鱼类 无脊椎动物
		奥陶纪(系)(O)	490		
		寒武纪(系)(C)	543		
元古宙(宇) (PT)	新元古代 (界)(Pt3)	震旦纪(系)(Z)	630	菌藻类	
		南华纪(系)(Nh)	800		
		青白口纪(系)(Qb)	1000		
	中元古代 (界)(Pt2)	蓟县纪(系)(Jx)	1400		
		长城纪(系)(Ch)	1800		
	古元古代 (界)(Pt1)	浑沱纪(系)(Ht)	2300		
			2500		
太古宙(宇) (AR)			3600		

第二节 煤的形成及煤系

一、煤的形成

煤是由古代植物遗体演化而形成的。在煤层附近的顶、底板岩层中，常常可以看到植物的根、枝、叶等化石，将煤放在显微镜下观察，也可以看到植物结构。

煤层的形成受古植物、古气候、古地理及古构造等条件的控制。

1. 古植物条件

植物是成煤的原始物质，没有植物生长就不可能有煤形成。因此，在漫长的地质历史中，成煤时期是有植物大量繁殖的时代。例如，我国最主要的石炭二叠纪、侏罗纪和第三纪3个聚煤时期，就分别是植物界的孢子植物、裸子植物和被子植物繁殖的极盛时代。

2. 古气候条件

植物生长直接受气候影响。只有在温暖潮湿的气候条件下，植物才能大量繁殖。同时，植物遗体只有在沼泽地带才能被水淹没免遭完全氧化而逐渐堆积。沼泽的发育则要求有潮湿的气候。因此，温暖和潮湿的气候是成煤的重要条件。

3. 古地理环境

要形成分布面积较广的煤层，必须有能够适于植物大面积繁殖和遗体堆积的古地理环境，存在大面积沼泽化的自然地理条件。通常，滨海平原、海湾泻湖，内陆湖泊、山间盆地、宽阔的河漫滩、河口三角洲等广阔平坦的地方，受地壳升降的影响，容易发育为大片的沼泽地带。

4. 古构造条件

古构造条件对煤的形成影响是多方面的。泥炭层的积聚要求地壳发生缓慢下沉，而下沉速度最好与植物遗体堆积的速度大致平衡，这种状态持续的时间越久，形成的泥炭层越厚。泥炭形成以后，地壳出现较大幅度 and 较快的沉降，则有利于泥炭层的保存和转变成煤的过程。地壳在总的下降过程中，若发生多次升降和间歇性的下沉，则可能在同地区形成多煤层。

在地球发展的历史过程中，只要某个地区同时具备了上述4个方面的条件，配合良好，持续的时间较长，就可能形成很厚的煤层或多层煤层，如我国华北地区的石炭二叠纪聚煤期。否则不可能有煤形成。如果这4个条件出现是短暂的，虽然能有煤生成，但不一定具有开采价值。

古植物从死亡、堆积到转化为煤要经过一系列的演化过程，这一过程称为成煤作用。成煤作用大致可分为泥炭化和煤化两个阶段。

第一阶段——泥炭化阶段。在古代成煤时期，地球上气候温暖而潮湿，植物生长茂盛，特别是湖泊沼泽地带密布着茂密的森林或水生植物。死去的植物遗体堆积在湖泊沼泽底部，随着地壳缓慢下沉逐渐被水覆盖与空气隔绝，在细菌参与的生物化学作用下，植物遗体开始腐烂分解，有的变成气体跑掉，有的变成液体流失，被保留下来的部分变成泥炭层。植物遗体演变成为泥炭的过程称为泥炭化阶段。

第二阶段——煤化阶段。随着时间推移，地壳继续缓慢下沉，泥岩层被水携带来的泥砂等物质覆盖，并且覆盖层逐渐加厚，在压力和温度的作用下，泥炭层逐渐脱水、压紧，碳

的含量也逐渐增加，这时泥炭就变成了褐煤。如果地壳继续下沉，覆盖岩层不断加厚，褐煤在高温、高压的作用下，引起内部分子结构、物理性质的变化，含碳物质进一步富集，氧和水分含量进一步减少，密度增大，颜色变深，硬度增加，逐渐地变成了烟煤，煤的这种变质过程称为煤化阶段。

随着变质程度的进一步增高，烟煤会变成无烟煤。在个别情况下，无烟煤可能进一步变质成为一种不能燃烧的矿产——石墨。

植物遗体演化成煤的变质过程示意如图1-7所示。

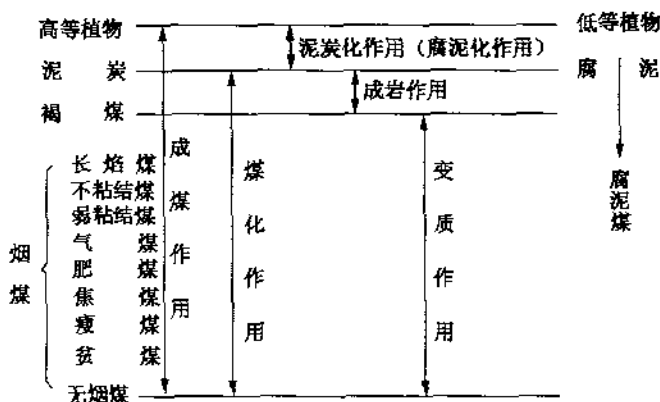


图1-7 成煤过程划分示意图

二、煤系的概念

在煤的形成过程中，煤层上下同时形成许多岩层，这些夹有煤层的岩层是在同一个成煤时期形成的，通常称为某一地质时代的煤系地层。煤系是指含有煤层的沉积岩系，它们彼此间大致连续沉积，并在成因上有密切联系。

煤系一般按其形成的时代命名，例如我国华北的石炭二叠纪煤系、东北的侏罗纪煤系、华南的晚二叠世煤系等。此外，也可采用煤系发育良好、研究较早的地区来命名，例如华南的晚二叠世煤系，在江苏龙潭、江西乐平等地研究较早，所以被称为龙潭煤系或乐平煤系。因此，同一地质时代形成的煤系在不同的地区常有不同的地区性名称。煤系是在温暖潮湿的气候条件下形成的，它富含植物物质，所以煤系岩石的颜色也往往是以灰色、灰黑色、灰绿色、黄绿色为主。

在煤系地层中，除含有煤矿床外，还经常伴生有其他沉积矿产，如油页岩、铝土矿、菱铁矿、黄铁矿、赤铁矿、褐铁矿等。因此，在开发煤田时，还应考虑综合开发其他矿产的可能性。

第三节 煤的性质及工业分类

由于成煤的原始物质、生成环境及所受的变质作用不同，煤的种类很多，其物理性质和化学组成也有差别。性质不同的煤在工业上的用途是不相同的。因此，研究煤的性质，正确地分类，是合理开发煤炭资源的重要前提。

一、煤的性质

1. 煤的物理性质

煤的物理性质包括光泽、颜色、条痕、硬度、脆度、密度和容重、导电性等。煤的物理性质与煤中所含杂质有关，成分相同的煤的物理性质是随变质程度而改变的，见表1-3。

表1-3 煤的主要物理性质变化表

变质程度	光 泽	颜 色	硬 度	脆 度	容 重	导 电 性
褐 煤	无光泽暗淡 沥青光泽	褐色 黑褐色	2.0~2.5		1.05~1.2	
长焰煤	沥青光泽	褐黑色		脆度较小 有一定韧性		
气 煤	强沥青光泽 弱玻璃光泽		2.8			不良导体。
肥 煤	玻璃光泽	黑色	2.6		1.2~1.4	导电性随变质 程度增高而增 加
焦 煤			2.5			
瘦 煤	强玻璃光泽			最大		
	金属光泽	黑色 黑灰色	2.5			
无烟煤	似金属光泽	灰黑色 钢灰色	3.5~4.0	最小	1.35~1.8	良好

2. 煤的化学组成

煤的化学组成主要是有机质和无机质两大类。有机质是煤的主要组成部分，它包括碳、氢、氧、氮和有机硫，还有少量磷等；无机质包括无机矿物质和水分。绝大多数是煤中的有害成分，对加工利用不利。

下面介绍几种对煤质影响较大的主要元素。

(1) 碳。碳是煤中有机物质的主要成分，是最主要的可燃物质。每克碳燃烧能发出34080 J(焦耳)的热。煤中碳的含量越高发热量越大。碳的含量随变质程度的增高而增加，从泥炭到无烟煤含碳量从50%增加到90%以上。

(2) 氢。氢是煤中重要的可燃物质，燃烧时每克发热量143188.5J。煤中含氢量随变质程度加深而降低。

(3) 氧。氧是煤中不可燃物质。煤的含氧量也随变质程度加深而减少。

(4) 氮。煤中含氮量较少，仅1%~3%。煤燃烧时氮呈游离状态逸出，不产生热量。在炼焦过程中，氮能转化成氨及其他含氮化合物。

(5) 硫。硫是煤中的有害物质。煤燃烧时硫与氧化合成二氧化硫，它能腐蚀锅炉、管道，污染空气并危害人的健康；炼焦煤中的硫能部分转入焦炭中，然后再转入铁中，可降低焦炭和钢铁质量。焦炭中含硫量每增加1%，炼铁时焦炭消耗量就要增加18%~24%，熔

剂消耗量增加20%，并使高炉生产率降低20%。因此，国家规定炼焦用煤含硫量不超过1%。开采高硫煤的矿井，矿井水往往呈酸性，腐蚀性极强，给矿井排水、提运等工作增添很大困难。

(6) 磷。磷也是煤中的有害成分。煤中的磷全为无机磷。焦炭中含磷过高，不仅增加炼铁时熔剂、焦炭的消耗量，导致高炉的生产率降低，同时还严重影响钢铁的质量，使钢铁出现冷脆现象。因此，国家规定炼焦用煤含磷量不得超过0.01%。我国煤中的含磷量一般为0.001%~0.1%，最高不超过1%。

二、煤的工业分类

1. 常用的煤质指标

评价煤质的主要指标包括水分、灰分、挥发分、胶质层厚度、发热量、硫和磷的含量以及含矸率等。

(1) 水分W。煤中含有一定的水分。煤中的水分根据存在状态又分为内在水分（吸附或凝聚在煤内部毛细孔中的水分）和外在水分（在煤的开采储运、洗选过程中存留在煤表面的水分）。内在水分和外在水分的总和称为全水分，用符号 M_t 表示。煤中的水分会降低煤的发热量并增加运输上的负担，因而，国家规定煤炭的全水分为煤炭产品的质量指标之一。

(2) 灰分A。灰分是煤完全燃烧后的固体残渣，是不可燃的废料。灰分增加将使煤的发热量降低，导致运输中的浪费，并造成炼铁过程消耗增加，生产率下降，因此灰分对煤的使用价值影响很大。灰分过高的煤则可能成为没有开采价值的炭质岩石。

(3) 挥发分V。在隔绝空气的条件下，煤在高温下有机质分解出来的气态物质。挥发分是评价煤质和进行煤炭分类的重要依据。在测定挥发分时应采用无水无灰煤样，以排除水分、灰分影响。挥发分用符号V表示。挥发分是一种重要的化工原料，可以用来制造染料、塑料等许多化工产品。

(4) 发热量Q。煤的发热量是指单位质量的煤完全燃烧时放出的热量，又称热值，是煤质的重要指标。发热量的单位是J/g。

(5) 胶质层厚度Y。凡是有粘结性的煤在密闭的条件下加热到一定温度，煤中有机质就开始分解软化，形成胶质体，最后结成块状焦炭。在炼焦过程中，粘结性越强的煤产生的胶质层越厚。因此，胶质层厚度的大小可以反映煤的粘结性的强弱，是煤的重要分类指标之一。

(6) 含矸率。是指矿井开采出来的煤炭中大于50mm的矸石量占全部煤量的百分率。含矸率是反映矿井生产过程中技术管理和质量管理好坏的重要指标。

2 煤的工业分类

煤的工业用途很广，各工业部门对煤质均有特定的要求，而各地所产的煤种很多，性质差别很大。要使煤炭资源得到合理开发和充分利用，就必须对煤进行工业分类。

按照工业用途，煤可以分为动力煤、化工用煤、炼焦用煤等几类；按照煤的变质程度和结焦性能，我国现行的工业分类是以炼焦煤为主的分类方案，分类指标主要用可燃基挥发分 V_{ad} (%)和胶质层的最大厚度Y(mm)为指标划分煤的种类，从无烟煤到褐煤分为12大类别，或称10大煤种。表1-4为中国煤炭分类简表。

表1-4 中国煤炭分类简表

类别	符号	包括数码	分 类 指 标					$Q_{gr, m, ar}^{ad}$ (MJ·kg ⁻¹)
			$V_{daf}/\%$	G	Y/mm	b %	$P_{dt}/\%$	
无烟煤	WY	01, 02, 03	≤ 10.0					
贫煤	PM	11	$>10.0 \sim 20.0$	≤ 5				
贫瘦煤	PS	12	$>10.0 \sim 20.0$	$>5 \sim 20$				
瘦煤	SM	13, 14	$>10.0 \sim 20.0$	$>20 \sim 65$				
焦煤	JM	24	$>20.0 \sim 28.0$	$>30 \sim 65$	≤ 25.0	(≤ 150)		
		15, 25	$>10.0 \sim 28.0$	$>65^*$				
肥煤	FM	16, 26, 36	$>10.0 \sim 37.0$	$(>85)^*$	>25.0	*		
1/3焦煤	1/3JM	35	$>28.0 \sim 37.0$	$>65^*$	≤ 25.0	(≤ 220)		
气肥煤	QF	16	>37.0	$(>85)^*$	>25.0	(>220)		
不粘煤	QM	34	$>28.0 \sim 37.0$	$>50 \sim 65$	≤ 25.0	(≤ 220)		
		43, 44, 45	>37.0	>35				
1/2中粘煤	1/2ZN	23, 33	$>20.0 \sim 37.0$	$>30 \sim 50$				
弱粘煤	RN	22, 32	$>20.0 \sim 37.0$	$>5 \sim 30$				
不粘煤	BN	21, 31	$>20.0 \sim 37.0$	≤ 5				
长焰煤	CY	41, 42	>37.0	≤ 35			>50	
褐煤	HM	51	>37.0				≤ 30	≤ 21
		52	>37.0				$>30 \sim 50$	

* 对G大于85的煤，再用Y值或b值来区分肥煤、气肥煤及其他煤类。当Y大于25.0mm时，应划分为肥煤或气肥煤；如Y小于或等于25.0mm，则根据其 V_{daf} 的大小而划为相应的其他煤类。按b值划分类别时， V_{daf} 小于或等于28.0%，暂定b大于150%的为肥煤， V_{daf} 大于28.0%，暂定b大于220%的为肥煤或气肥煤。如按b值和Y值划分的类别有矛盾时，以Y值划分的类别为准。

** 对 V_{daf} 大于37.0%，G小于或等于5的煤，再以透光率 P_{dt} 来区分其为长焰煤或褐煤。

*** 对 V_{daf} 大于37.0%， P_{dt} 大于30%~50%的煤，再测 $Q_{gr, m, ar}$ ，如其值大于24MJ/kg，应划分为长焰煤。分类用的煤样，除 V_{daf} 小于或等于10.0%的不需减灰外，对 V_{daf} 大于10.0%的煤样，应采用氯化锶重液选后的浮煤样（对易泥化的褐煤亦可采用灰分较低的原煤）。详见GB 474。

第四节 煤层的埋藏特征

由于成煤时期的原始条件和受地壳运动的影响不同，埋藏在地下的煤层赋存状态、煤层顶底板岩石性质及含水性、煤层的含瓦斯性及自燃倾向以及受地质构造影响的程度等都有明显的差别，而这些问题都与采矿工程有密切关系，因此有必要进行较详细地研究。

一、煤层赋存状态

煤层是开采的对象，与采矿工程密切相关的是煤层的厚度、结构、倾角及稳定性。

1. 煤层的厚度

煤层厚度差异很大,有的煤层厚度只有几厘米,而有的厚度可达几十米,甚至百余米。开采很薄的或特别厚的煤层,在技术上都比较复杂,困难较多,经济效益也不相同。根据开采技术的特点,煤层按厚度可划分为下列几类:

薄煤层	煤层厚度 0.5~1.3m
中厚煤层	煤层厚度 1.3~3.5m
厚煤层	煤层厚度 3.5m 以上

煤层的最小可采厚度没有绝对标准,一般应根据地区及国民经济的需要,以及各地资源条件来确定。一般资源丰富地区煤的最小可采厚度大些,资源缺乏地区的最小可采厚度小些。

在我国煤田中,厚煤层和中厚煤层占较大比重,以开采的产量而论,厚煤层和中厚煤层大约各占40%,薄煤层约占20%。

2. 煤层的稳定性

一般煤层厚度或多或少总是变化的,根据煤层厚度的变化情况及对开采的影响,将煤层分为稳定煤层、较稳定煤层、不稳定煤层和极不稳定煤层4类。

(1) 稳定煤层。在井田范围内厚度均大于最低可采标准,厚度的变化也有一定规律。

(2) 较稳定煤层。煤层厚度变化较大,但在井田范围内大多可采,仅局部不可采。

(3) 不稳定煤层。煤层厚度变化很大,常有增厚、变薄、分岔或尖灭现象(图1-8),井田范围内经常出现不可采区。

(4) 极不稳定煤层。煤层常呈鸡窝状,串珠状,断断续续分布,井田范围内仅局部可采,如图1-9所示。



图1-8 煤层厚度变化、分岔、尖灭



图1-9 鸡窝状煤层

3. 煤层结构

根据煤层中有无较稳定的夹石层,煤层可分为简单结构煤层和复杂结构煤层2类。

(1) 简单结构煤层。煤层中没有呈层状出现的比较稳定的夹石层,但仍可能夹一些矿物质透镜体或结核,如图1-10所示。

(2) 复杂结构煤层。煤层中常含有较稳定的夹石层,如图1-11所示。

煤层一般成群埋藏,各煤田的含煤层数也不尽相同,有的煤田只有几层煤,而有的多至数十层。当煤层成群埋藏时,相邻煤层间的法线距离称为煤层的层间距。当相邻煤层的间距很小或为复杂结构的煤层时,在开采中往往可以把相邻煤层看作一层,煤层间的薄层岩石就成为夹石层。反之,原来为复杂结构的煤层,由于夹石厚度增大,可能分离为若干独立的分煤层。这种煤层结构的变化,在实际生产中是经常可以见到的。



图1-10 简单结构煤层
1—煤层；2—透镜体矿物质

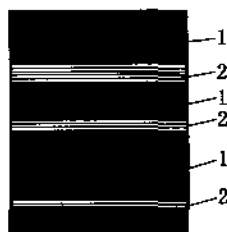


图1-11 复杂结构煤层
1—分煤层；2—夹石层

煤层中如果含有较多的矿物质结核或煤层结构很复杂，含有较多的夹石层，会增加采出煤炭的含矸率，影响煤质，还可能给机械化采煤增添困难。

二、煤层顶底板岩石

煤层顶底板岩石是指煤系中位于煤层上下一定距离内的岩层。按照沉积的次序，在正常情况下先于煤生成的岩石是煤层的底板，较煤后生成的岩层叫做顶板，煤层顶板位于煤层之上，而煤层底板位于煤层之下，如图1-12所示。由于沉积环境的差异，煤层顶、底板岩石性质各不相同。

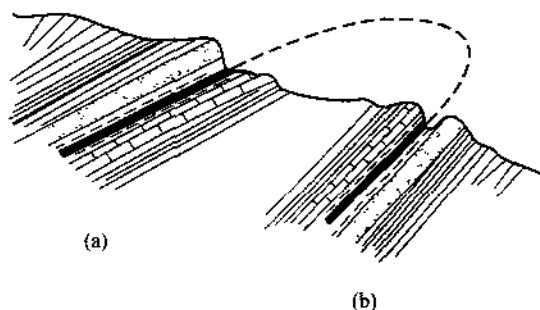


图1-12 煤层顶、底板
a—正常产状；b—倒转产状

常见的煤层顶、底板岩石有碳质页岩、砂质泥岩、砂岩、石灰岩、粘土岩等。煤层顶、底板岩石性质对矿井开采方法及安全生产有重要影响。

三、地质构造对煤层的影响

在地壳运动的作用下，煤和岩层改变了原始埋藏状态，所产生的变形或变位的形迹称为地质构造。地质构造的形态多种多样，概括起来可分为单斜构造、褶曲构造和断裂构造。

1. 单斜构造

在一定的范围内，煤或岩层大致向一个方向倾斜的构造形态称为单斜构造，如图1-13所示。单斜构造往往是其他构造形态的一部分。

岩层的空间位置及特征通常用产状要素来描述。产状要素有走向、倾向和倾角，如图1-14所示。

(1) 走向。煤层或岩层面与水平面相交的线称为走向线。走向线的延伸方向称为走向。煤层或岩层的走向通常是用走向线的方位角来表示的。

(2) 倾向。煤层层面上与走向线垂直向下的倾斜线的水平投影所指的方向。

(3) 倾角。煤层或岩层面与水平面之间的两面角叫做煤或岩层的倾角。倾角变化在

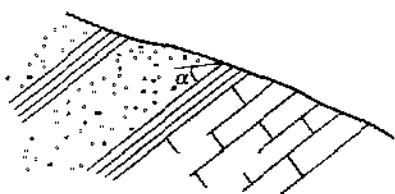


图1-13 单斜构造

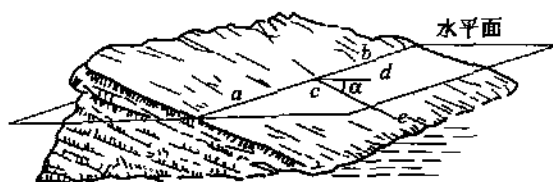


图1 14 岩层产状要素

ab —走向线, cd —倾向线; cd —倾向; α —倾角

$0^\circ \sim 90^\circ$ 之间。一般情况下,煤层倾角越大开采越困难。根据开采技术的特点,煤层按倾角可分为缓斜煤层、倾斜煤层、急斜煤层3类。

缓斜煤层

$8^\circ \sim 25^\circ$

倾斜煤层

$25^\circ \sim 45^\circ$

急斜煤层

$45^\circ \sim 90^\circ$

通常又把倾角在 8° 以下的煤层称为近水平煤层。



图1-15 褶皱(北京西山)

由于受地质变动影响的程度不同,同一煤层在不同地点的走向、倾向和倾角也不完全相同,有的变化很大。

2. 褶皱构造

岩层受水平力的作用被挤压成弯弯曲曲,但保持了岩层的连续性和完整性的构造形态叫褶皱,如图1-15所示。岩层褶皱构造中的每一个弯曲叫褶曲。岩层层面凸起的褶曲叫背斜,岩层层面凹下的褶曲叫向斜,背斜和向斜在位置上往往是彼此相连的,如图1-16所示。

3. 断裂构造

岩层受力后遭到破坏,失去了连续性和完整性的构造形态叫断裂构造。断裂面两侧的岩层没有发生明显位移的叫裂隙,断裂面两侧的岩层产生了明显位移的断裂构造称为断层。断层各组成部分的名称叫断层要素。主要的断层要素有断层面、断盘和断距(图1-17、图1-18)。

(1) 断层面。岩层发生断裂位移时,相对滑动的断裂面。断层面少数是比较规则的平面,多数是波形起伏的曲面。断层面和裂隙面的空间位置和倾斜岩层一样,可用产状要素——走向、倾向、倾角来描述。

(2) 断层线。断层面与地面的交线,即断层面在地面的出露线。它反映了断层的延伸方向,可以是直线,也可以是曲线。断层面与水平面的交线亦称为断层线,在水平切面图上的断层线表示断层的走向。

(3) 断盘。断层面两侧的岩体称为断盘。断层

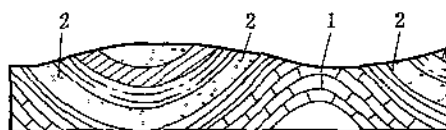


图1-16 背斜和向斜

1—背斜, 2—向斜

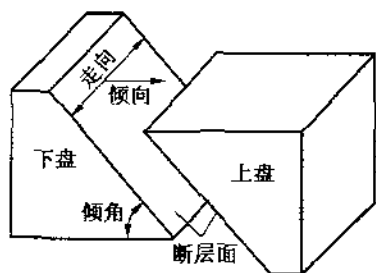


图1-17 断层要素

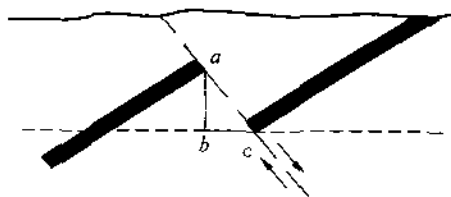


图1-18 断距示意图

ab—垂直断距；bc—水平断距

面如果是倾斜的，按相对位置通常把位于断层面上面的断盘称为上盘，断层面下面的断盘称为下盘。

(4) 断距。断距是指断层的两盘相对位移的距离。断距可分为垂直断距（断层两盘相对位移的垂直距离）和水平断距（断层两盘相对位移的水平距离）。

根据断层两盘相对运动的方向，断层可分为以下几种基本类型，如图1-19所示。

正断层：上盘相对下降，下盘相对上升。

逆断层：下盘相对上升，上盘相对下降。

平推断层：断层两盘沿水平方向相对移动。

正断层、逆断层在煤矿生产中最常见。

在地质构造复杂的地带，断层经常呈组合形式出现，形成阶梯状断层、地垒或地堑（图1-20）。

根据断层走向与岩层走向的相对关系，断层又可分为走向断层、倾向断层、斜交断层

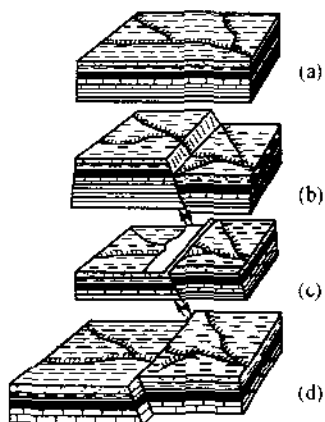


图1-19 断层的基本类型

a—正断层；b—逆断层；c—走滑断层；d—平推断层

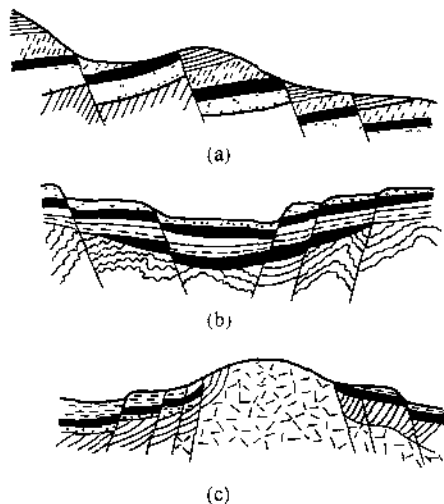


图1-20 断层组合

a—阶梯状断层；b—地堑；c—地垒

3 类。

走向断层：断层走向与岩层走向一致或基本一致。

倾向断层：断层走向与岩层倾向一致或基本一致。

斜交断层：断层走向与岩层走向斜交。

断层在各矿区分布很广，其形态、类型繁多，规模大小不一。一般将落差大于 50m 的断层称为大型断层；落差在 20~50m 之间的断层称为中型断层；落差小于 20m 的断面称为小型断层。

四、岩溶塌陷及岩浆侵入对煤层的影响

当煤层下部分布有可溶性的石灰岩、白云岩且发生岩溶时，岩溶可引起上覆煤层和岩石垮落形成陷落柱（图 1-21），从而破坏煤层的完整性，给开采工作带来困难。

当岩浆侵入煤层时，灼热的岩浆可能吞蚀大面积的煤层，并切割煤层引起煤变质，使煤层的稳定性和连续性遭到破坏（图 1-22）。

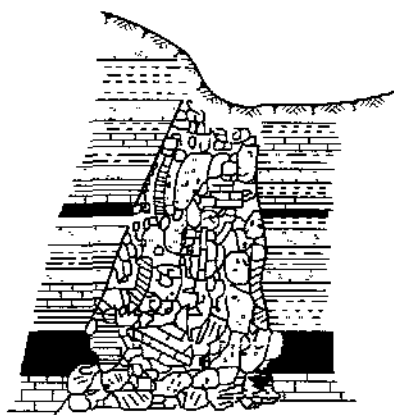


图 1-21 岩溶陷落

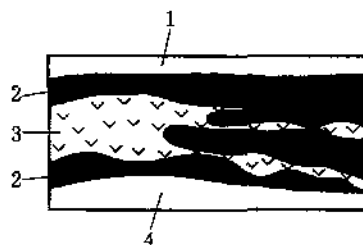


图 1-22 岩浆侵入煤层

1—顶板；2—煤层；3—岩浆岩；4—底板

五、影响开采工作的其他因素

煤层的自燃倾向性、煤和岩层的含瓦斯性对开采工作都有重要影响。另外，煤系地层的一些含水层会对矿井开采带来影响。

1 煤的自燃倾向性

无论哪种煤在本质上都有程度不同的自燃性质。煤的自燃性决定于煤的疏松程度及氧化过程的剧烈程度。煤愈松软，煤层愈厚或氧化愈快，其自然危险就愈大。开采有自然危险的煤层，自燃发火期是设计和确定开采方法的重要参数。

2. 煤和岩层的含瓦斯性

在矿井开采过程中，煤和岩层不断散发出有毒有害气体，瓦斯是其中最有害和最危险的一种。瓦斯的涌出和积聚不但给矿井生产带来许多困难，还可能造成严重的灾害。因此，在开采含瓦斯较大的煤层时，应当在技术上采取特殊措施。

3. 矿井的充水程度

矿井开采时，由于巷道开掘和采空区塌陷，必然波及煤层上下的含水层以及地表下的水源，从而造成矿井充水，严重时还可能威胁矿井安全。因此，了解矿井的充水程度，是矿井开采以前所必须进行的工作。充水严重的矿井，需要在技术上采取安全应对措施。

第五节 煤田地质勘探及矿井储量

一、煤田地质勘探的任务

煤田地质勘探的任务是了解矿井煤炭/储量、井田地质条件、煤层赋存条件、水文地质条件、开采技术条件、煤种煤质等矿井的资源条件。

煤炭/储量直接影响到矿区建设规模、矿井生产能力及服务年限等，这是进行矿井设计等工作的基础条件。

煤层赋存及开采技术条件主要包括煤层厚度、倾角、结构及稳定性、井田内的煤层构造、水文地质条件、煤层顶（底）板岩石的性质以及瓦斯、煤尘、煤的自燃倾向等条件。

各工业部门对煤质都有特定的要求，而不同用户对不同性质煤的需求均不相同，因而勘探中必须查明煤质。

二、煤田地质勘探工作的阶段划分

煤田地质勘探工作是为开发煤炭资源服务的，因此勘探阶段的划分应该与煤炭工业建设与发展阶段相适应。

煤炭工业建设一般分为远景规划、矿区总体设计和矿井设计3个阶段。根据上述3个阶段的要求和地质勘探工作循序渐进的原则，煤田地质勘探工作划分为煤田普查、矿区详查和井田精查3个阶段，并依次进行。

1. 煤田普查

煤田普查是发现和初步评价资源的阶段。其结果应能对煤矿建设的远景规划和划分矿区提供必要的依据，并为进一步勘探指明方向。

2. 矿区详查

矿区详查是根据国家建设的需要和普查工作的结果，结合建设部门的意见，选择资源条件较好、开发条件有利的矿区进一步查明资源的情况，为矿区总体设计提供基本的依据。

3. 井田精查

井田精查是在设计部门已经划定的井田范围内，紧密结合建设施工程序，对影响煤层开采的各种地质条件进行更深入、更细致地了解。其结果应为矿井设计提供可靠的地质依据。

对于中小型矿井，其勘探程序可根据具体情况确定。

三、煤田地质勘探方法

在煤田地质勘探工作中，为了完成上述各阶段的任务，需要各种技术手段和一定的施

工方法。经常采用的勘探方法有地质测量法、探掘工程法、钻探工程法和地球物理勘探法。

1. 地质测量法

对天然露头 and 人工露头进行测量和描述，并把煤系地层、煤层产状和构造线等测绘在地形图上，绘制成地质地形图。地质测量是勘探工作中最基础的工作，在煤田地质勘探的各个阶段都要进行。

2. 探掘工程法

探掘工程法又称山地工程法。它是对覆盖层较薄的地区用人工方法揭露岩层、煤层和构造。常用的探掘工程有探槽、探井和探巷。

3. 钻探工程法

钻探工程法是利用钻机钻进，通过采取岩、煤心来获得必要资料的勘探方法。当煤系上覆地层较厚、探掘工程法难以满足勘探要求时，就可采用钻探工程法。它是矿区详查和井田精查的主要技术手段。

4. 地球物理勘探法

地球物理勘探简称物探。它是利用岩石、煤层等矿床所具有的不同物理性质（磁性、密度、电阻率、弹性波传播速度、放射性等）对地球物理所产生的异常来查找煤层，圈定含煤地区，推断地质构造。地球物理探矿在煤田勘探中应用范围日益扩大，较常用的方法有地震法、电法和测井等。

上述各种勘探手段在煤矿的各个勘探阶段中经常综合运用。勘探工程的布置一般应根据实际情况确定，并应符合由点到线、由线到面的布置原则。

四、矿井储量

煤炭资源是煤田地质勘探工作最终成果的集中表现，它是指地下埋藏着的具有工业价值的煤炭资源量。对勘探成果进行可行性评价和按经济意义分类，矿井储量可分为矿井地质资源量、矿井工业储量、矿井设计储量和矿井设计可采储量4种类型。

矿井地质资源量：详查地质报告提供的查明煤炭资源的全部。

矿井工业储量：地质资源量中控制的资源量，经分类得出的经济基础储量、边际经济储量连同地质储量中推断资源量的大部，归类为矿井工业储量。

矿井设计储量：矿井工业资源/储量减去设计计算的断层煤柱、防水煤柱、井田境界煤柱、地面建（构）筑物煤柱等永久煤柱损失量的资源/储量，称为矿井设计储量。

矿井设计可采储量：矿井设计储量减去工业场地和主要井巷煤柱的煤量后乘以采区采出率，即为矿井设计可采储量。

思考题

1. 什么叫地质作用？内、外力地质作用有哪几种作用形式？
2. 组成地壳的主要物质有哪几种？
3. 常见的沉积岩主要有哪几种？
4. 什么叫地史？地层和地史的区别是什么？
5. 简述煤的形成过程。

6 煤的物理性质和化学性质主要包括几种？常用的煤质指标和工业分类指标各有哪些？

7 煤层按厚度可分为哪几类？

8 反映煤层赋存状态的指标主要有几种？煤层按厚度和倾角如何分类？

9 什么叫煤层的顶板、底板？

10. 反映煤岩层产状要素是什么？

11. 影响煤层的主要构造有哪几种？

12. 断层的要素有哪几部分？什么叫正断层、逆断层、平推断层？

13. 煤田地质勘探的任务是什么？煤田地质勘探划分为哪几个阶段？煤田地质勘探有哪几种方法？

14. 矿井储量是如何分类的？

第二章 煤矿地质图

地质图件是煤田地质勘探工作的主要成果,是煤矿开采设计和生产建设的主要依据,是矿井安全生产和有效地进行技术管理不可缺少的基础资料。因此,正确地认识和运用地质图件,是采矿工作者必须具备的基本知识。

第一节 地质图件绘制的特点

绘制的基本原理和其他工程图纸基本相同,不同的是地质图反映埋藏在地下的煤层。由于各地区煤层埋藏特征不同,地质图件具有强烈的地区性,同时因煤层千姿百态,同一地区同一煤层也难以用一般的视图准确反映它的全貌。所以地质图件的绘制不仅要运用一般工程图绘制的原理,还采用了一些地质图件绘制的特有方法。

一、坐标系统

为了准确反映地质图件的地理位置,地质图必须具有坐标系统。

1. 地理坐标系

地面上一点的位置,在地球表面上通常用经度、纬度表示,某点的经纬度称为该点的地理坐标。

2. 平面直角坐标

在矿区的小范围内,若用地理坐标表示地面点的位置不很方便,通常采用平面直角坐标来表示地面点的相对位置。地质测量中所用的平面直角坐标与数学中的直角坐标相似,只是坐标轴和象限顺序不同(图2-1)。

地面上任一点 A 的位置是由该点至纵、横坐标轴的垂距 Aa_1 和 Aa_2 来确定。 Aa_1 为 A 点的纵坐标,以 x_a 表示; Aa_2 为 A 点的横坐标,用 y_a 表示。坐标的纵轴 x 是与地球子午线方向一致,表示南北方向,指北为正,指南为负,坐标的横轴 y 表示东西方向,指东为正,指西为负。

3. 高程

地面任一点至水准面的垂直距离称为该点的高程,也称为该点的第三坐标。由于选取的水准面不同,高程又可分为绝对高程和相对高程(图2-2)。绝对高程又称海拔或标高,是地面上任一点至大地水准面的垂直距离。我国大地水准面是以黄海平均海面作为起算面。相对高程是地面任一点至假定的水准面的垂直距离。任意点的高程以水准面为准,高于水准面的标高为正,低于水准面的标高为负。两点间的高程差称为高差,以绝对值表示。

二、方位角及象限角

在煤矿地质图件中,通常采用方位角或象限角表示煤层、断层、巷道的走向和倾向。方

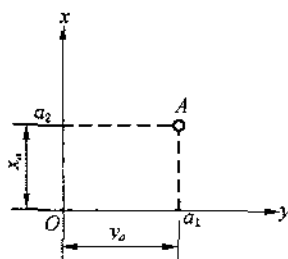


图 2-1 平面直角坐标系

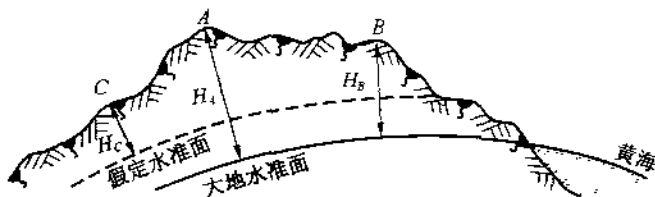


图 2-2 高程计算示意图

H_A 、 H_B —绝对高程； H_C —相对高程

位角是地面上任意一条直线和子午线构成的水平角。方位角是从子午线的北端开始沿顺时针方向计算，它的范围是 $0^\circ \sim 360^\circ$ ，如图 2-3 所示。

根据真子午线计算的方位角叫真方位角。以磁子午线为基本方向，得到的方位角叫磁方位角。

象限角以地面上某一点为中心，用通过这一点的子午线和纬线把大地划成 4 个象限，如图 2-3 所示。任一条直线与子午线所组成的夹角称为该线的象限角。象限角的读法是以北或南开头，以东或西结尾。它的范围是 $0^\circ \sim 90^\circ$ 。

三、投影图

煤矿地质图中反映地形、地物、地下煤层形态、构造以及纵横的巷道时也要应用一般工程图绘制的投影理论。如水平投影图是采用水平投射绘制而成的各种地质及工程图件，通常称作平面图。

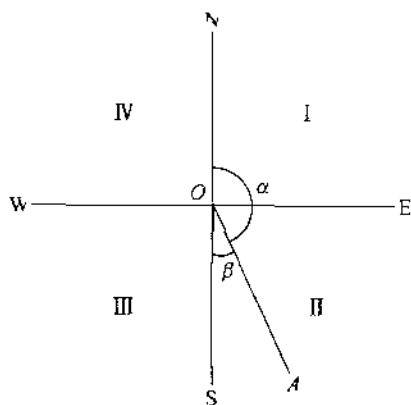
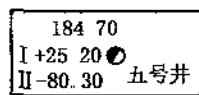
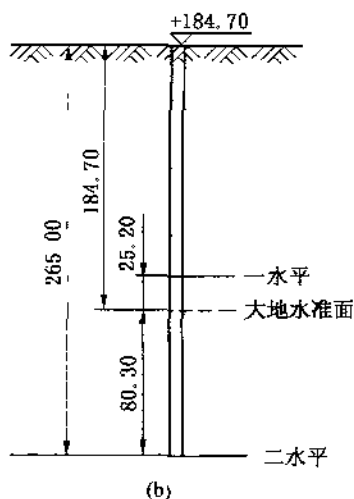


图 2-3 方位角和象限角

I、II、III、IV—象限， α —方位角；
 β —象限角



(a)



(b)

图 2-4 立井标高投影图

a—立井平面图；b—立井剖面图

竖直面投影图在煤层倾角较大时,在水平面投影图上所有线条几乎重叠,看不清楚,这时必须采用向垂直面投影成图。垂直面投影图上没有坐标网格,只有表示上下标明标高的水平线。

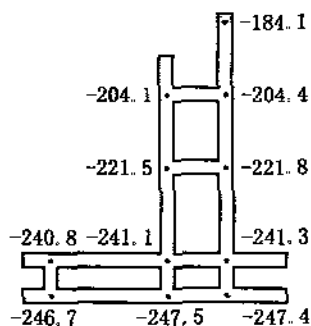


图2-5 巷道各点标高的注记

剖面图是根据工程设计的需要,假想把煤层和岩层沿某个方向切开,把切开面所见到的内部结构向侧面投影成图。

四、标高投影

在水平投影图上,把投影物各点的标高值标注在各投影点位置的旁侧,用来说明各个点高于或低于水平面的数值,这就叫标高投影。如图2-4所示为立井标高投影图,圆形立井在平面图上的投影只是一个圆圈,为了反映井口及井底位置的高程,在井筒的平面投影图右侧除标记井筒名称外,还在左侧注记井口及各开采水平的标高。又如,图2-5所示为巷道平面图,将巷道各点标高注记在巷道水平投影图上。

由上述可见,采用了标高投影,在平面图上既能反映井巷的水平投影图形,又能反映出井巷空间位置的高低起伏,达到了一图多用,因此在矿山工程图中得到广泛应用。

五、比例尺

图纸上线段长度与实际相应线段水平长度之比称为图的比例尺。根据对图纸不同的要求,地质图常用的比例尺有1:500、1:1000、1:2000、1:5000、1:10000等。个别局部也有1:50、1:100、1:200以及自行确定的比例尺。

第二节 地形图

反映地球表面高低起伏形状的图纸称为地形图。地形图中一般用地形等高线反映地貌。

一、等高线

等高线是地面上高程相同的若干点连接而成的曲线,或者说是水平面与地表面相截的交线。将高程不同的等高线投影到平面上,就得到等高线图。

相邻两个水平面的垂直距离,或者说两条等高线间的高程差叫做等高距。在同一幅地形图上等高线的等高距应是相同的。

从上述可以看出,等高线具有下列特点:

(1) 等高线是连续的闭合曲线,如果不在图内闭合,就一定要在图外闭合。在一般情况下,所有等高线不能相交或重合。

(2) 等高线上任一点向相邻等高线可以作很多线段,投影到水平面后,其中最短的一条线段称为最大倾斜线。等高线与最大倾斜线成直交。

(3) 等高线稠密表示陡坡,等高线稀疏表示缓坡,等高线间距均匀表示坡度一致。

二、等高线图上各种地形的表示方式

1. 山冈和凹坑

山冈和凹坑的等高线图都是一圈套一圈的闭合曲线。等高线高程由外向里降低为凹坑、等高线高程升高为山冈，如图2-6所示。此外，也可用示坡线表示坡度方向。示坡线是垂直于等高线的短线，其短线方向表示坡度方向。

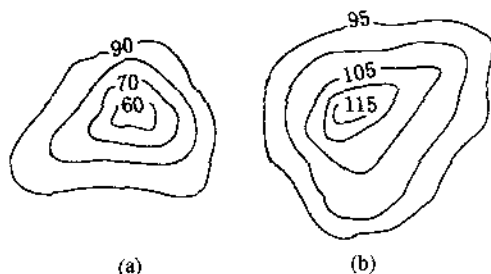


图2-6 山冈和凹坑

a—凹坑，b—山冈

2. 山脊和山谷

山脊和山谷的等高线图形形状基本是相同的，其区别是山脊的等高线凸出方向是标高降低方向，山谷等高线的凸出方向是标高升高的方向，如图2-7所示。

3. 山坡

一般可分为平坡、凸坡和凹坡。其等高线和相应的山坡断面，如图2-8所示。

4. 鞍状地形

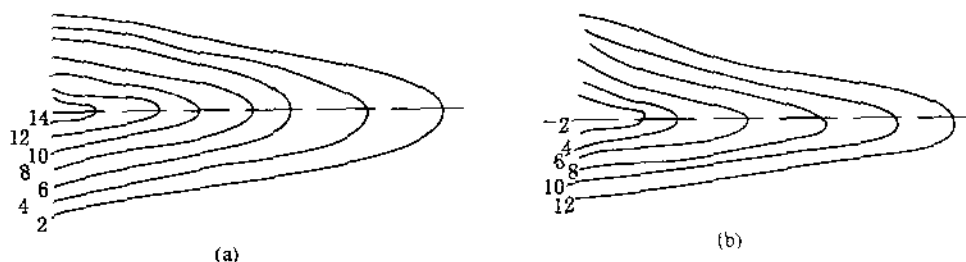


图2-7 山脊和山谷

a—山脊，b—山谷

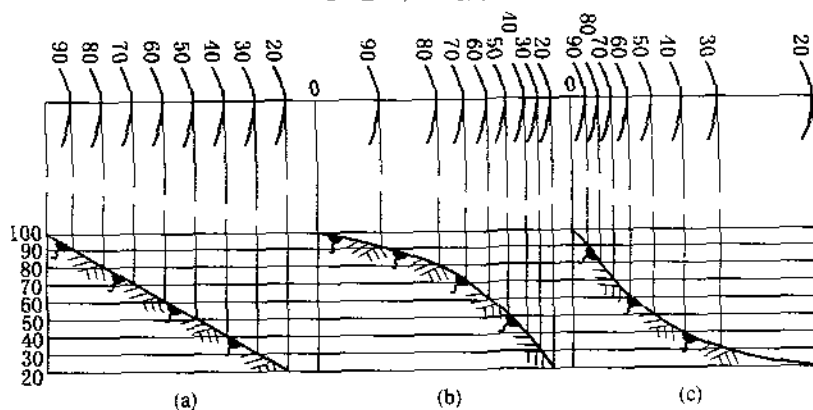


图2-8 山坡等高线及断面

a—平坡；b—凸坡；c—凹坡

鞍状地形等高线如图2-9所示，其形状好像由两组双曲线组成。

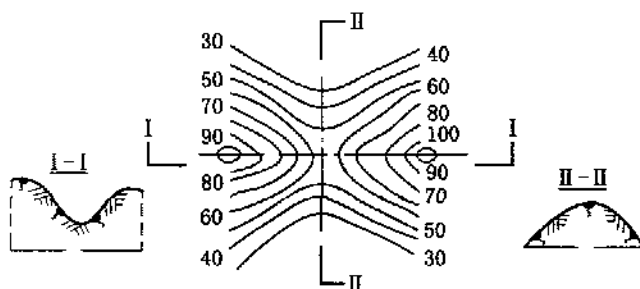
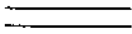
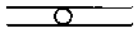
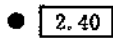


图2-9 鞍部地形等高线

图2-5至图2-8是各种局部地貌的等高线图。一幅地形图是由各种地貌的等高线加上表示断崖、梯田、冲沟等的一些特殊符号和各种地物图例组成。常用图例见表2-1。

表2-1 常用矿图图例

铁 路		小煤窑	
公 路		煤层底板等高线	
河 流		岩层产状	
桥 梁		背斜轴	
建筑物		向斜轴	
冲沟和陡坡		煤层露头	
矸石堆		断层线	
三角点		断层上盘交面线	
水准点		断层下盘交面线	
见煤钻孔		井田边界	
未见煤钻孔		保安煤柱线	
	钻孔号 钻孔标高	储量计算块段	
	煤厚 煤层底 板标高	煤层小柱状	
	倾角		

二 半		井下巷道	
新 井		井下测点	
平 洞		井下煤厚点	

三、根据等高线图作地形剖面图

图2-10所示上部是地形等高线图。当要了解沿AB线的地形起伏时,需要根据地形图作地形剖面图。其步骤如下。

- (1) 根据工程需要在地形图上画出剖面位置线AB。
- (2) 将AB线与等高线相交的各点编号,注明各点标高。
- (3) 在图的下方或另用一张纸绘地形剖面图。在这张纸上先作一条水平直线,以地形等高线图上所作剖面位置的最低标高为此水平线的标高,此处为10m。
- (4) 根据等高线图的比例尺和等高距作平行于该直线的水平线,并注明标高。

(5) 过等高线图上各交点,向剖面图上的水平线作垂直引线,根据各点的标高在剖面图上确定各点的位置,并编号。

(6) 用圆滑的曲线连接这些实际位置点,即绘成地形剖面图。

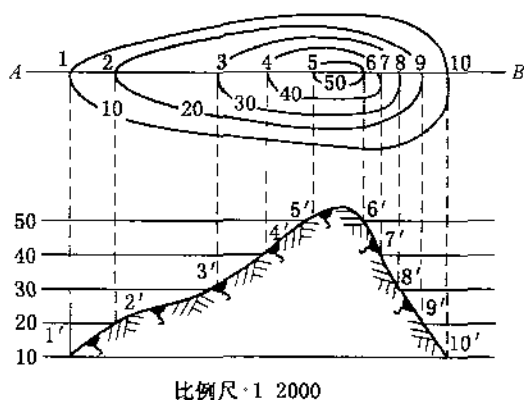


图2-10 地形剖面图

第三节 煤层等高线图

一、煤层顶底板等高线图

煤层层面与具有一定高程的水平面相交所得到的交线,就是煤层层面上的等高线。把煤层层面上的等高线用标高投影的方法投影到水准面上,得到的图形就是煤层等高线图。

煤层层面有上下之分,上层是煤层与顶板的交面,下层是煤层与底板的交面。上层等高线图叫做煤层顶板等高线图,下层等高线图又称为煤层底板等高线图。煤层顶、底板等高线图都是煤矿常用图纸,尤其底板等高线图运用最为普遍。

煤层顶、底板等高线图是反映煤层空间形态和构造变动的重要地质图件,是煤矿设计、生产、储量计算的基础。图2-19所示为某矿煤层底板等高线图。

煤层顶、底板等高线图的比例尺根据生产需要和地质条件确定,常用的比例尺是

1:5000、1:2000、1:1000。等高距的大小取决于图纸的比例尺和煤层倾角，常用的等高距是100m、50m、20m。

二、根据煤层底板等高线确定煤层产状

煤层底板等高线的延展方向就是煤层的走向。过等高线上任一点向标高值较小的等高线作垂线，该垂线方向就是煤层的倾向。

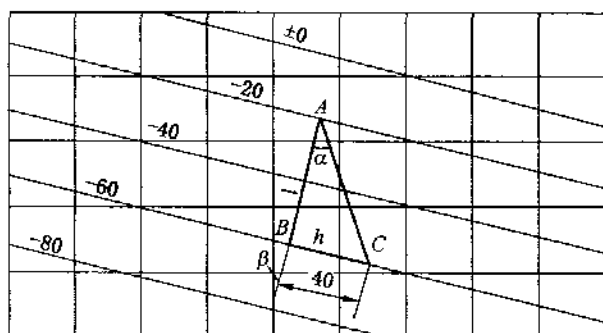


图2-11 煤层产状的确定

煤层倾角可在煤层底板等高线图上用作图法或计算求得，如图2-11所示。其步骤如下：

在任意两等高线之间作垂线AB，AB即为两等高线之间的平距l。过B作AB的垂线BC，并取BC等于两等高线之高差h，连接AC，则∠CAB即为煤层倾角。或用下式计算煤层倾角α：

$$\tan \alpha = \frac{h}{l}$$

三、各类地质构造在煤层底板等高线图上的表现

1. 褶曲构造

煤层底板平整、倾角均匀、走向稳定时，煤层底板等高线表现为间距大致相等的一组直线。煤层走向发生变化时，表现为煤层底板等高线弯曲。

煤层倾角的变化则表现为煤层底板等高线的水平距离发生变化。等高线平距越大，则煤层倾角越平缓，等高线的平距越小，则煤层倾角就越陡，如图2-12所示。

煤层褶曲表现为煤层底板等高线发生弯曲，若等高线凸出方向是标高升高方向则褶曲为向斜；若等高线凸出方向是标高降低方向，则褶曲为背斜，如图2-13所示。

煤层底板等高线为封闭曲线时，等高线标高由边缘向中央逐渐增加则为穹隆构造，相反标高逐渐降低则为盆地构造，如图2-14所示。

煤层发生翻转的褶曲通常叫做倒转。倒转部分又称反山，这时煤层的底板等高线表现

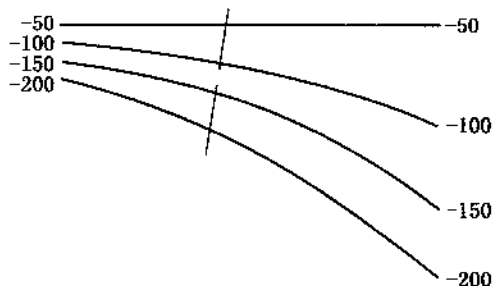


图2-12 煤层走向和倾角变化

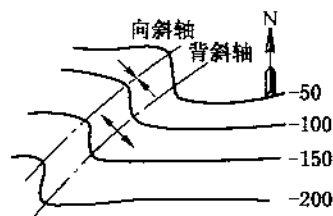


图2-13 煤层褶曲



图2-14 盆地和穹窿构造

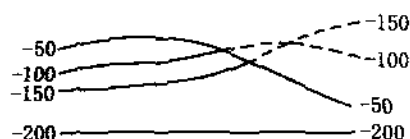


图2-15 煤层倒转的等高线图

为标高顺序错乱，等高线出现交叉，如图2-15所示。

2. 断层

在煤层等高线图上，断层是用断层面与煤层层面的交线的水平投影来表示，一般叫做断层交线或交面线。因为断层有上下两盘，所以一条断层有两条交面线，上盘交面线用符号“— · —”表示，下盘交面线用符号“- × -”表示。断层使煤层底板等高线失去连续性，通常正断层表现为等高线中断缺失，中断缺失部分为无煤带，逆断层表现为煤层等高线重叠，重叠部分为煤层上下两盘重复区，如图2-16所示。

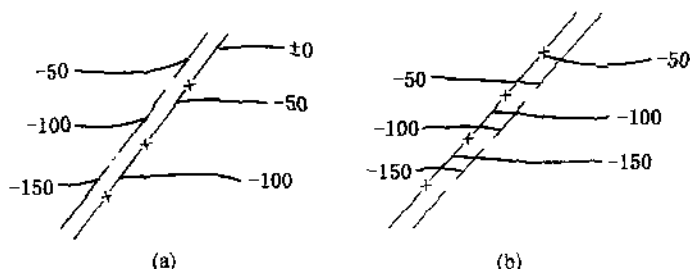


图2-16 煤层底板等高线上的断层表示法

a—正断层。b—逆断层

在煤层等高线图上，除断层会造成等高线中断外，被剥蚀的煤层露头、煤层受冲蚀或尖灭，煤层受岩浆侵入以及岩溶陷落等其他地质因素影响可使煤层消失，也会造成煤层底板等高线失去连续性。

第四节 煤矿常用的其他地质图件

每一种地质图件往往只能反映矿井地质现象的一个侧面，而几种地质图件配合起来就能比较全面地反映矿井地质及构造的全貌。煤矿常用的主要地质图件除前面已讲过的地形图、煤层顶底板等高线图外，还有地质地形图、煤系综合柱状图、地质剖面图、水平切面图等。

一、地质地形图

地质地形图实际上是地形图和地质图重叠绘制在一起的地质图件。它既反映了图区地表的地形特征和地物分布位置，又反映了图区煤、岩的露头分布及地质构造。地质地形图的主要内容是地形等高线、地物分布及各种地质界线。

二、煤系综合柱状图

以统一的图例及简短的文字来说明井田内煤层层数、煤层厚度、层间距离、标志层特征、煤层顶底板岩性及含水层等主要内容的地质图件。它可以作为煤层对比的依据，有利于矿井生产期间对地质构造的判别，如图2-17所示。

三、煤岩对比图

在一个煤田内，煤层往往不止一层，而是几层甚至数十层。为了正确判断煤层层位和构造，通常利用标志层、古生物化石、层间距和煤层本身特征等来对煤系进行研究，找出判定煤层的可靠依据，通常称为煤层对比。概括煤岩对比成果的图纸称为煤层对比图，如图2-18所示。

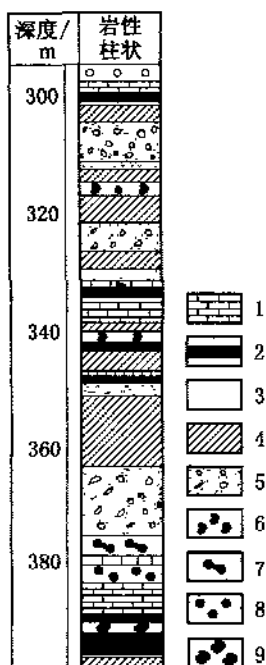


图2-17 某矿煤系柱状图

1—石灰岩 2—煤系 3—泥岩
4—粉砂岩 5—砂岩 6—粗砂岩
7—化石 8—动物化石 9—黄铁矿

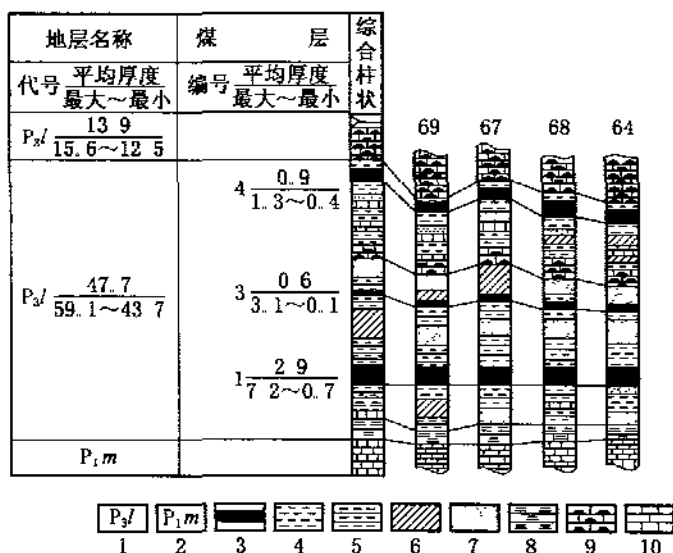


图2-18 某矿龙潭煤系下含煤组煤岩对比图

1—龙潭煤系 2—茅灰岩 3—煤系 4—粘土岩
5—页岩 6—粉砂岩 7—细砂岩 8—粘土岩
9—煤石灰岩 10—石灰岩

四、地质剖面图

剖面图是假设将大地切开，反映切开面上的煤层或岩层的厚度、层间距、倾角和地质构造特征，以及沿剖面方向的地形起伏等。剖面图比较形象直观，在生产中使用广泛。剖面的位置可根据需要选取。

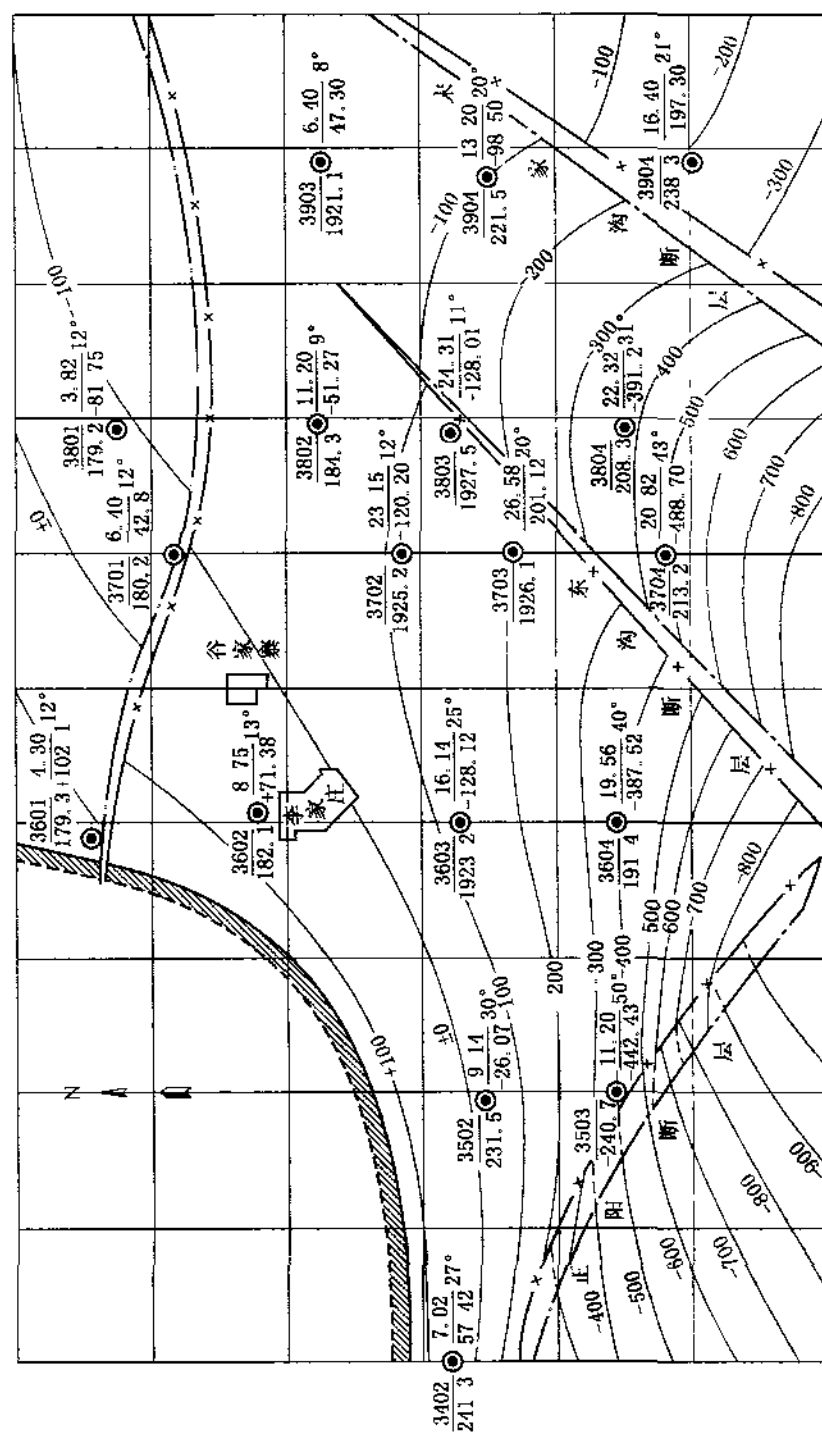


图 2-19 某矿煤层底板等高线图

五、水平地质切面图

水平地质切面图是假设沿某一标高的水平方向将地层切开,反映水平切面上的煤、岩分布及地质构造特征和巷道与煤层相对关系的图件。水平切面图在煤层倾角较大和开采煤层群的矿井使用较广泛。

第五节 读 图 方 法

地质图件的种类很多,不同的地质图反映着各种不同的地质特征,即使在同一张图纸上内容也很丰富,有些图纸也显得比较复杂,因此读图时应该遵循一定的步骤。

1. 看图名

不论什么地质图,首先应该看图名。图名可以说明地质图件所在地区及图纸的种类,从而对图纸能反映些什么地质现象有清楚的概念。然后看图纸的比例尺,了解图纸上尺寸与实际尺寸的关系及图纸反映的地质现象的精度。

2. 判明方位

一般图纸常用箭头指示北方。如果图上没有标明方向,则图纸上的经纬线应是上北下南、左西右东。

3. 看图例

图例是表示地形、地物以及各种地质和构造现象的符号,是地质图件中不可缺少的部分。不知道图例,就无法看懂地质图件。煤矿常用的地物、地质构造等图例见表2-1。

4. 分析图中的内容

在了解地质地形图上的上述情况后,还应该了解地区地层系统,建立起该地区地层系统概念,然后看地形等高线,了解图区内的地形特征,并结合地质剖面图分析区内的地质构造特征。

分析煤层底板等高线时,一般应采用单线追索、划分块段、逐块搞清、总体概括等几个步骤(以读图2-19为例)。

单线追索法:开始先在图上的一边选择一条底板等高线,随线而走,注意它的起止位置 and 变化。

划分块段法:当有断层出现时,可以把煤层底板等高线图划分成若干个块段,逐块搞清,把复杂的煤层底板等高线图分成若干块段之后,每一块段就变得较为简单,容易了解和认识了。

总体概括法:最后把各块段联系起来综合分析,就可以分清图区内有几条断层、有无背斜、向斜以及它们之间的相互关系,从而建立起区内总体地质特征,掌握其基本规律,为后续工作奠定基础。



思考题

1. 地质图件中采用什么表示方向?什么是等高线?各种地形在等高线图上有什么特点?
2. 试述根据等高线图作地形剖面图的步骤。

3. 如何根据煤层底板等高线确定煤层产状？
4. 各类地质构造在煤层底板等高线图上有什么特征？
5. 煤矿常用的地质图件主要有哪些？
6. 简述读图的基本方法。

第二篇 井田开拓

煤矿是以开采煤炭资源为对象和任务的工业企业，是能够独立完成煤炭资源开采任务的基本生产单元。它有一套完整的、独立的煤炭生产系统。根据煤层的赋存特征和开采技术条件，煤矿床的开采方法有露天开采和地下开采2类。我国煤炭行业大部分为地下开采。

煤矿采用地下开采时，要从地面开凿通道（井硐）通至地下，再在地下开掘一系列巷道和硐室进入煤体。在煤体中布置出开采场所，并需要建立完善的开采、运输、通风、排水、提升、动力、照明等生产系统，再加上制定出妥善、合理的安全生产技术措施，就构成了一个矿井完备的生产系统，可以保证矿井安全、合理、经济的生产。

由于煤矿开采的对象是赋存于地下的煤层，受地质条件 and 生产技术条件的限制和影响，一个矿井（一套生产系统）所能开采的煤层范围是有限的，往往难以开采整个煤田。因此，一般地将一个煤田划归若干个煤矿进行开采。划归一个煤矿开采的范围称为井田，在一个井田上进行开采的煤矿一般叫矿井。在一个井田范围内，主要巷道的总体布置及其有关参数的确定叫井田开拓。

第三章 井田开拓的基本问题

第一节 煤田划分为井田

煤田的范围相当广阔。大的煤田面积可达数千平方公里，储量可达数百亿吨。对于这样大的煤田，如果用一个矿井来开采，无论从技术上、经济上和安全上都是不合理的。因此，在开发一个煤田时，应将煤田划分成若干较小的部分，由若干个矿井进行开采。划归一个矿井开采的那部分煤田称为井田。有时煤田不很大，也可不划分井田。

由于行政或经济上的原因，往往将邻近几个井田划归为一个行政机构管理，而将这邻近的井田合并起来称为矿区。

在煤田划分为井田时，以矿区总体规划为依据，要保证各井田有合理的尺寸和境界，使煤田各部分都能得到合理的开发。

一、划分的原则

1. 井田范围、储量、煤层赋存及开采条件要与矿井生产能力相适应

对一个生产能力较大的矿井，尤其是机械化程度较高的现代化大型矿井，应要求井田有足够的储量和合理的服务年限。生产能力较小的矿井，储量可少些。矿井生产能力还要

与煤层赋存条件、开采技术装备条件相适应，并要为矿井发展留有余地。随着开采技术的发展，根据当前技术水平划定井田范围，可能满足不了矿井长远发展的要求。因此，井田范围应适当划得大些，或在井田范围外留一备用区，暂不建井，以适应矿井将来发展的需要。对于煤层总厚度较大、开采条件好、为加快矿井建设和节约初期投资而建设的中小型矿井，更应如此。

2. 保证井田有合理的尺寸

一般情况下，为便于合理安排井下生产，井田走向长度应大于倾斜长度。如井田走向长度过短，则难以保证矿井各个开采水平有足够的储量和合理的服务年限，造成矿井生产接替紧张；或者在这种情况下为保证开采水平有足够的服务年限，使阶段（水平）高度加大，将给矿井生产带来困难。井田走向长度过长，又会给矿井通风、井下运输带来困难。因此，在矿井生产能力一定的情况下，井田走向长度过长或过短，都将降低矿井的经济效益。

我国煤矿生产实践表明，井田走向长度应达到：小型矿井不小于1.5km；中型矿井不小于4.0km；大型矿井不小于7.0km；特大型矿井可达10.0~15.0km。

3. 充分利用自然等条件划分井田

例如，利用大断层作为井田边界，或在河流、国家铁路、城镇等下面进行开采存在问题较多或不够经济、须留设安全煤柱时，可以此作为井田边界。这样，既降低了煤柱损失，又减少了开采技术上的困难。如图3-1所示。

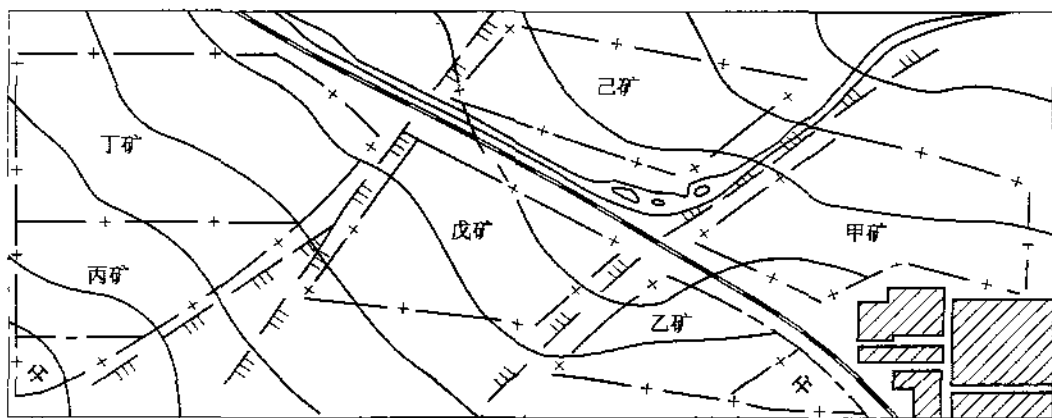


图3-1 井田境界划分示意图

在煤层倾角变化很大处，可以此作为井田边界，便于相邻矿井采用不同的采煤方法和采掘机械，简化生产管理。其他如大的褶曲构造也可作为井田边界。

在地形复杂的地区，如地表为沟谷、丘陵、山岭的地区，划定的井田范围和边界要便于选择合理的井筒位置及布置工业场地。对于煤层煤质、牌号变化较大的地区，如果需要，也可考虑依不同煤质、牌号按区域划分井田。

4. 合理规划矿井开采范围，处理好相邻矿井之间的关系

划分井田边界时，通常把煤层倾角不大、沿倾斜延展很宽的煤田分成浅部和深部两部分。一般应先浅后深，先易后难，分别开发建井，以节约初期投资，同时也能避免浅、深

部矿井形成复杂的压茬关系，给开采带来困难。浅部矿井井型及范围可比深部矿井小。如煤层赋存浅、层（组）间距大，上下煤层（组）开采无采动影响，为加速矿区建设，也可在煤田浅部分煤组同时建井，然后再在深部集中建井。

当需加大开发强度，必须在浅、深部同时建井或浅部已有矿井开发需在深部另建新井时，应考虑给浅部矿井的发展留有余地，不使浅部矿井过早地报废。

二、井田境界的划分方法

井田境界的划分方法有垂直划分、水平划分、按煤组划分及按自然条件形状划分几种。

（一）垂直划分

相邻矿井以某一垂直面为界，沿境界线各留井田边界煤柱，称为垂直划分。井田沿走向两端，一般采用沿倾斜线、勘探线或平行勘探线垂直面划分，如图3-2所示。近水平煤层井田不论是沿走向还是沿倾向，都采用垂直划分法，如图3-3所示。

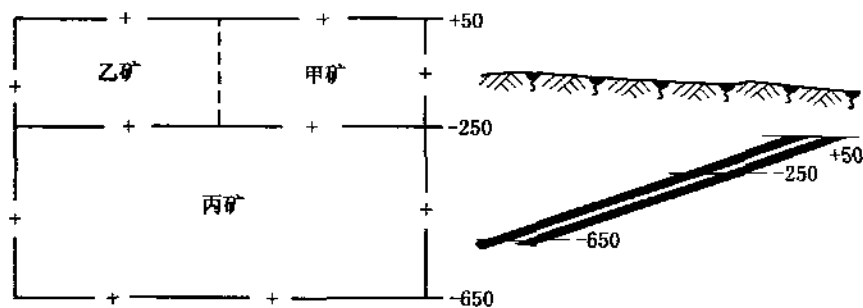


图3-2 深浅部井田划分示意图

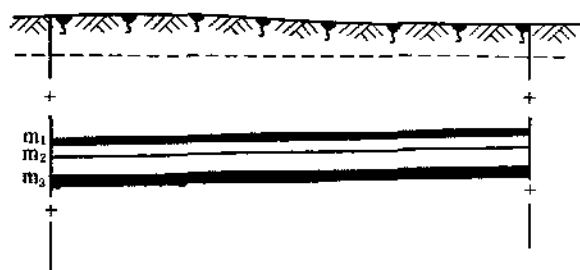


图3-3 近水平煤层井田边界划分方法

（二）水平划分

以一定标高的水平面为界，即以一定标高的煤层底板等高线为界，并沿该煤层底板等高线留置边界煤柱，这种方法称为水平划分。图3-2中，为田上部及下部边界就是分别以-250m和-650m等高线为界。这种方法多用于划分倾斜和急斜煤层以及倾角较大的缓斜煤层井田的上下部边界。

（三）按煤组划分

按煤层（组）间距的大小来划分矿界，即把煤层间距较小的相邻煤层划归一个矿开采，把煤层间距较大的煤层（组）划归另一个矿开采。这种方法一般用于煤层或煤组间距较大、煤层赋存浅的矿区。如图3-4所示，A矿与B矿按煤组划分矿界并且同时建井。

应当指出，无论用何种方法划分井田境界，都应力求做到井田境界整齐，避免犬牙交错，造成开采上的困难。

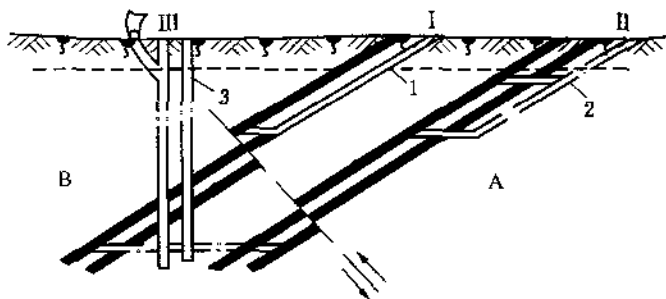


图3-4 矿界划分及分组与集中建井

A—浅部分组建斜井；B—深部集中建立井

1、2—斜井 3—立井

第二节 矿井生产能力和服务年限

一、矿井生产能力

矿井生产能力系指矿井一年内能生产煤炭的数量。又称矿井年产量或井型。由于煤矿的特殊性，其井巷工程和设备必须标准化、系列化、通用化，为规划、设计、制造和管理提供便利。我国目前按设计生产能力将煤矿矿井分为大、中、小3种类型，每种类型又分若十个等级。除规定的标准井型外，在矿井设计中不得出现中间井型。目前我国井型系列如下：

大型矿井	1.2、1.5、1.8、2.4、3.0、4.0、5.0、6.0及以上	Mt/a
中型矿井	0.45、0.6、0.9	Mt/a
小型矿井	0.3及以下	Mt/a

近年来，随着开采技术的不断发展，煤矿井型有不断扩大的趋势，出现了Mt/a甚至10Mt/a以上的矿井。

矿井生产能力是确定矿井其他许多技术和经济参数的重要依据，在一定程度上反映了矿井的整体面貌和特征。

矿井生产能力大小各有利弊。大型矿井生产集中，机械化程度高，因此劳动生产率高，成本低，产量大，服务年限长，产量均衡稳定，是国民经济发展必须依靠的骨干。但大型矿井装备复杂，初期工程量大，建井周期长，占用投资多。小型矿井装备简单，施工技术要求较低，初期工程量小，投资少，见煤快。但小型矿井产量小，服务年限短，生产不稳定，劳动生产率低。

矿井生产能力要根据煤层赋存条件、开采技术条件、国家对煤炭的需求状况及当地经济发展状况等，并结合国家有关技术政策综合分析，认真进行技术经济比较来确定。一般地，井田储量丰富、煤层赋存条件好、煤层生产能力大时应建大型矿井。对煤层埋藏深、地面地形复杂而不利于建大型矿井，或当煤层埋藏较浅、储量不太丰富，或煤层赋存不太稳定、地质构造复杂时，宜布置工业场地的矿井，为了充分发挥井筒和地面工业场地的投资效果，也宜建小型矿井。

二、矿井服务年限

煤矿企业和其他企业不同，它的工作对象是埋藏在井田范围内地下有限的煤炭资源，一旦其井田内储量开采殆尽，矿井也就随之报废。所以，一个矿井有一个从投产到报废的开采年限，称为矿井的服务年限。

矿井设计服务年限、矿井生产能力和矿井储量之间的关系如下：

$$T = Z_k / (AK)$$

式中 T ——矿井设计服务年限，a；

A ——矿井设计生产能力，t/a；

Z_k ——矿井设计可采储量；

K ——储量备用系数。

设立储量备用系数是为了避免因地质条件和煤层赋存特征变化，使得矿井储量减少而影响矿井的服务年限。储量备用系数应视井田内地质条件而定，一般为1.3~1.5，地质条件简单时取小值，地质条件复杂时取大值。

矿井储量一定时，其服务年限和生产能力应相适应，有一个合理的匹配关系。煤矿开采需要开掘大量的井巷工程，这些井巷工程都是不可回收工程。煤矿开采还需要大量大型的专用设备，投资巨大。在确定矿井服务年限时，应考虑能够充分发挥井巷工程、地面建筑物和构筑物、技术装备的能力，使投资效果达到最佳。

如果矿井生产能力大而服务年限过短，会造成井巷工程、地面建筑物以及技术装备使用期过短，经济上不合理；同时也会造成新老矿井之间频繁接替，不能稳定、均衡地为国民经济发展提供煤炭资源。如果矿井生产能力小而服务年限太长，会造成井巷工程和技术装备使用期过长，效率降低，维护维修费增加；同时，也不能满足国家对煤炭资源的需求和充分利用已探明的煤炭资源。为此，我国《煤炭工业设计规范》规定了新建矿井及其第一水平的设计服务年限不宜小于表3-1的规定。

表3-1 新建矿井设计生产能力及第一水平设计服务年限

矿井设计生产能力 (Mt·a ⁻¹)	矿井设计服务 年限/a	第一水平设计服务年限/a		
		煤层倾角小于25°	煤层倾角25°~45°	煤层倾角大于45°
6.0及以上	70	35	—	—
3.0~5.0	60	30	—	—
1.2~2.4	30	25	20	15
0.45~0.9	40	20	15	15

随着科学技术的发展,各种新技术、新工艺、新装备、新材料不断出现,使矿井的开采技术和装备条件不断改善,再加上国民经济对煤炭的需求和能源结构的变化,矿井井型和服务年限之间的合理关系不是一成不变的。

第三节 井田再划分

煤田划分成井田后,可以布置一套完全独立的生产系统。但这套生产系统仍不可能把整个井田内的煤一下子全采出来,还需要分步、分块且有计划、有步骤地开采。这就需要把井田进一步划分成若干宜于开采的较小部分,对每一个较小部分还可以根据情况再进一步划分为更小的区域,直到能满足开采工艺要求为止。这个工作叫井田再划分。

目前,我国常见的井田再划分方式有以下几种。

一、井田划分为阶段

在井田范围内,沿煤层倾斜方向,按一定标高将井田划分成若干长条,每一个叫阶段,如图3-5所示。

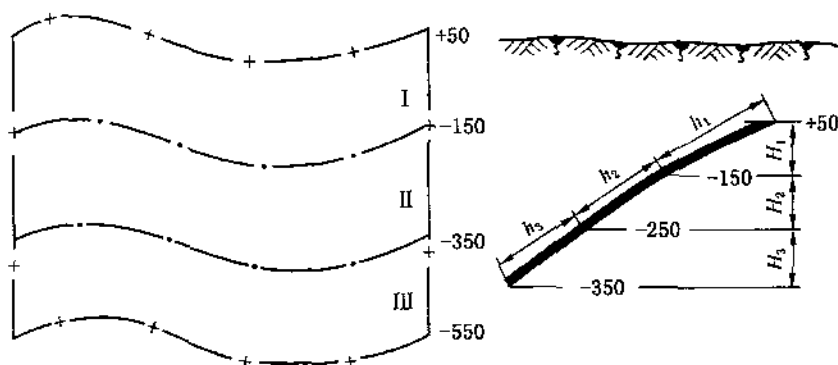


图3-5 井田划分为阶段示意图

I、II、III—阶段序号; h_1 、 h_2 、 h_3 —阶段斜长; H_1 、 H_2 、 H_3 —阶段垂高

阶段大小由阶段走向长和阶段斜长来表示,阶段走向长与该阶段处井田走向长一致。阶段斜长由阶段垂高和该阶段处煤层倾角决定。阶段垂高是指阶段上、下边界之间的垂直高度,等于阶段上、下边界面标高之差。

一般用水平面作为阶段上、下边界,称作水平。水平位置用标高来表示,如+50m水平、-150m水平等。

为了逐段开采,需要在阶段的某个界面水平布置井底车场、运输大巷和回风大巷等主要开拓巷道。布置有井底车场和主要运输大巷,并担负该水平开采范围内的主要运输和提升任务的水平叫开采水平。

一个开采水平可以只为一个阶段服务,也可以为该水平上、下2个阶段服务,所以一个矿井的开采水平数目和阶段数目不一定相等。

一个井田可以用一个开采水平采完，也可能用几个开采水平才能采完，这要视井田煤层赋存条件和井田尺寸大小而定。前者叫单水平开拓，后者叫多水平开拓。图3-5所示井田划分为3个阶段，由于一个开采水平最多能为2个阶段服务，所以该矿至少需要2个开采水平，为多水平开拓。

一个井田划分成几个阶段取决于每个阶段的垂高。阶段垂高直接影响矿井基建工程量、初期投资、建井工期及生产技术和经济合理性，是矿井开拓中的重要问题。阶段垂高的确定取决于煤层赋存特征、地质条件和开采技术条件。根据我国的开采技术条件现状，合理的阶段垂高范围是：①缓倾斜、倾斜煤层，150~250m；②急倾斜煤层，100~150m。

通常，矿井只以一个阶段（或开采水平）保证矿井年产量。为了保证矿井稳定、均衡生产，避免水平接替紧张，要求矿井第一水平应有足够的服务年限。

二、井田划分为盘区

当井田内煤层倾角很小、接近水平时，由于煤层沿倾斜方向高差很小，没有必要再按标高划分阶段，这时可沿煤层主要延展方向布置主要大巷，将井田分为两翼，然后以大巷为轴将两翼分成若干适宜开采的块段，每个块段叫一个盘区。每个盘区通过盘区石门与主要大巷相连构成相对独立的生产系统，如图3-6所示。

当大巷沿煤层走向布置时，上山部分斜长应稍大于下山部分斜长。一般情况下，上山部分斜长不宜超过1500m，下山部分斜长不宜超过1000m。

三、井田分区域划分

随着开采技术的发展和煤层埋深的增加，矿井开采强度越来越大，出现了许多特大型、巨大型矿井，国外已出现了年产量超过千万吨的矿井。这些矿井井田范围广阔，可达上百平方公里，煤层沿走向长可达数十公里，势必会造成井下运输距离、通风线路、管线敷设过长，给生产和管理带来困难。为此，有的矿井采用了分区域开采的办法，就是将整个井田划分成若干个区域，每个区域相当于一个小井田，进一步划分成阶段、盘区等。每个区域开凿辅助提升井和风井为本区域服务。在井田中央开凿集中提升井为整个井田服务，如

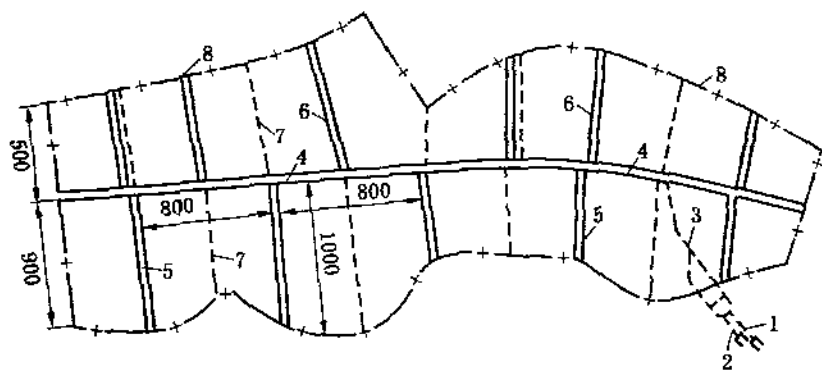


图3-6 井田划分盘区

1—主斜井；2—副斜井；3—主要石门；4—主要运输巷；5、6—盘区运输平巷；7—盘区边界；8—井田边界

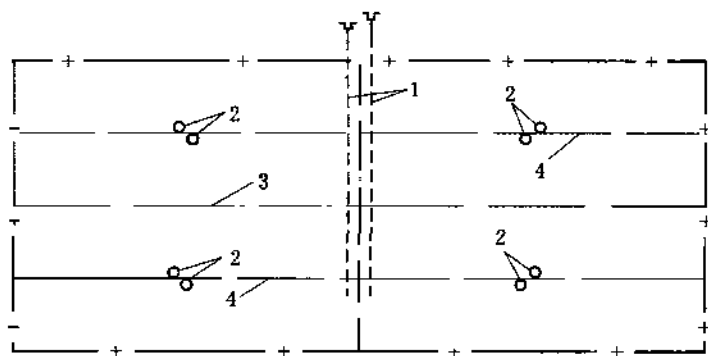


图3-7 分区域建井的井田划分示意图

1—主斜井，2—分区立井，3—分区采区，4—阶段界线

图3-7所示。

采用区域划分，各分区域既可同时建井、缩短建井工期，又可各区域分期建井、分期投产、减少初期投资。采用集中主提升、分区域辅助提升和通风的模式，既可以采用大型提升设备、降低运营费，又可以大大降低辅助生产环节费用。

井田分区域划分适合井田范围大、储量丰富、生产能力大的矿井。通风困难的大型矿井尤其适宜采用此法。

四、阶段内再划分

井田划分为阶段是我国目前使用最广泛的井田再划分方式。井田划分为阶段后，仍需进一步划分成适合开采的更小单元。根据煤层赋存特征和开采技术条件，阶段再划分可有以下几种形式。

1. 分区式

将阶段沿煤层走向划分成若干块段，每个块段叫一个采区，如图3-8所示。

采区斜长等于阶段斜长。采区走向长度根据开采技术条件和采煤方法确定。

每个采区都有独立的运输和通风系统，由采区上（下）山道与主要运输巷、回风巷相连。

由于采区倾斜长度等于阶段倾斜长度，可达数百米甚至上千米，还需将采区沿倾斜方向划分成若干条带，每个条带倾斜宽度用来布置一个采煤工作面。条带走向长度与采区走向长度相等。这些条带叫区段。

在区段上部沿煤层走向开掘煤层巷道做回风、运料用，称为区段回风平巷。在区段下部沿煤层走向掘煤层平巷做进风、运煤用，叫区段运输平巷。区段回风平巷和区段运输平巷分别通过采区车场和溜煤眼与采区上（下）山相连。区段回风平巷和运输平巷掘至采区边界后，沿煤层倾斜方向开掘开切眼。将两者贯通后即可装备工作面开采。开采工作沿煤层走向推进。

一般地，上一个区段的运输平巷和下一个区段的回风平巷之间要留一定宽度的区段煤柱。这样，区段宽度（倾斜长度）等于采煤工作面长度、区段运输和回风平巷宽度以及区

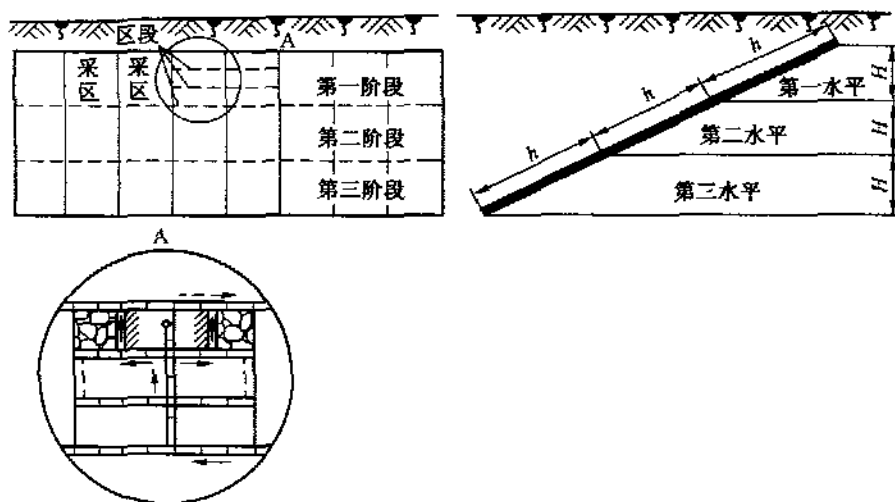


图3-8 阶段内分区布置

H —阶段垂高； h —阶段斜长

段煤柱宽度之和。随着开采技术的发展，沿空留巷、沿空送巷等无煤柱护巷技术得到越来越广泛的应用。这时，区段宽度就等于工作面长度再加上两条或一条区段平巷宽度。

在采区内要开掘沿倾斜方向的巷道，将阶段主运输平巷和回风平巷沟通，构成生产系统，进而为整个采区服务。这种倾斜巷道叫采区上（下）山；担负运煤任务的上（下）山叫运输上（下）山，担负运送材料、设备任务的上（下）山叫轨道上（下）山。采区上（下）山可以沿煤层布置，也可以沿煤层底（或顶）板岩石布置。

采区上（下）山可以布置在采区沿走向中央，也可以布置在采区沿走向边界，如图3-9所示。前者在采区上（下）山两侧均可布置工作面回采，称为双翼采区；后者只能在采区上（下）山的一侧布置工作面回采，称为单翼采区。

阶段内划分为采区，各个采区有相对独立的生产系统，可以在同一阶段内同时布置多个采区开采。在一个采区内，又可以几个工作面同时开采。因此，它布置灵活，对地质条件的变化适应性强，便于调控和管理，是我国目前应用最多的阶段内划分方法。

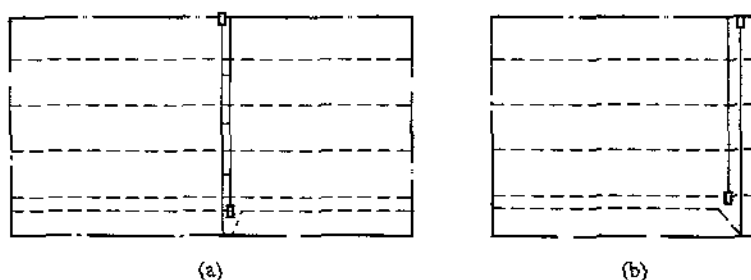


图3-9 采区上山位置

a—双翼采区上山；b—单翼采区上山

一个矿井由几个采区同采来保证矿井生产能力,要由采区生产能力来确定。一般地,大型矿井为2~4个,小型矿井为1~2个。

2. 分带式布置

该划分方式是将整个阶段沿走向方向划分成若干倾斜长条,沿走向宽度用来布置一个采煤工作面,工作面沿煤层倾斜方向推进。这种划分方式叫分带式布置,其采煤方法称为倾斜长壁采煤法。条带沿倾斜长度等于阶段斜长,如图3-10所示。

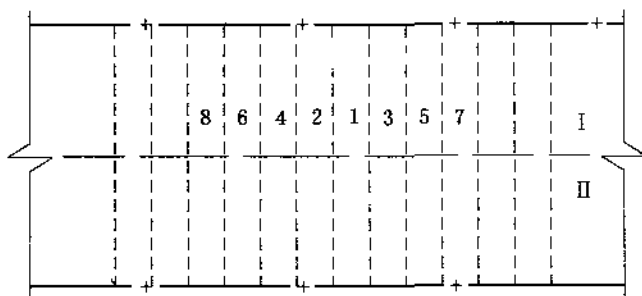


图3-10 阶段为分带布置

I、II—阶段序号 1、2、3—分带序号

每个条带在沿走向两侧开掘煤层斜巷,分别担负条带的运煤、运料和通风任务,并与阶段运输巷和回风巷相连。

分带式布置省去了采区上(下)山及其生产环节,系统简单,运输环节少,井巷工程量小,建井工期短,煤柱损失小。但分带式布置斜巷掘进量大,特别是下山掘进时,如果煤层倾角较大和涌水量大,则掘进困难,效率低。此外,分带式布置辅助运输复杂,工作面沿倾斜方向推进对采煤机械稳定性要求高。

根据目前的实际经验,分带式布置对煤层平缓(倾角小于 $12^{\circ}\sim 16^{\circ}$)、煤厚不大(薄及中厚煤层)和地质构造简单的井田适应性较好。

3. 分段式

这种方式实际上就是将整个阶段看作一个采区,沿走向方向不再划分,而是沿倾斜方向划分为若干区段,每个分段(相当于采区内的区段)斜长用来布置一个工作面,走向长等于阶段走向长。整个阶段布置一套阶段上(下)山,其他回采巷道同区段巷道布置完全一样,如图3-11所示。

由于整个阶段作为一个采区,可大大减少准备工作量;工作面走向长度大,减少了工作面搬家次数并且大大简化了生产系统;但对地质条件变化的适应性较差。根据以上分析,分段式布置适合于井田走向较短、煤层埋藏稳定、倾斜构造少的矿井。

4. 整阶段布置

当井田走向、倾斜尺寸都较小时,可直接将井田沿倾斜方向划分成若干阶段,每个阶段宽度用来布置一个回采工作面。这样,整个井田就相当于一个采区,其巷道布置方式与采区相同。这种布置方式生产系统简单、工程量小、投资省,但只适用于井田范围小、地质条件简单的矿井。目前许多乡镇小煤矿都采用此种布置方式。

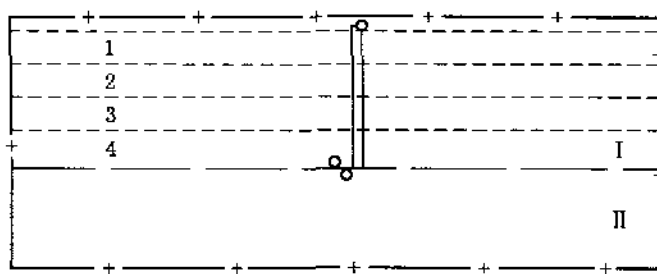


图3-11 阶段内分段布置

I、II 阶段序号：1、2、3、4 分段序号

第四节 井田内的开采顺序

井田内可采煤层有上下之分，同一煤层有深有浅，特别是井田进一步划分后，形成许多的开采单元。要使矿井生产安全、合理、经济，必须按一定的顺序进行开采。

一、煤层沿倾斜的开采顺序

由于煤层在地下大多为倾斜赋存，对同一层煤一般都是由上而下（由浅入深）地逐步开采，这种开采顺序叫煤层的下行开采顺序。反之，称为煤层的上行开采顺序。下行开采顺序可以减少初期建井工程量和初期投资，建井快、出煤早。当煤层倾角较大时，采用下行开采顺序可以避免开采煤层下部时由于采空区顶板移动对煤层上部的破坏。在开采近水平煤层时，上、下行开采顺序判别不大，均可采用。

当煤层顶板涌水量较大时，为了避免上部区段采空区涌水给下部区段生产造成影响，有时在区段内采用上行开采顺序，这样可以利用下部区段采空区疏泄上部区段的顶板水，以减轻顶板水的影响。

一般地，不论是整个井田，还是阶段内、采空区内，对同一煤层都应首先考虑使用下行开采顺序。

二、煤层沿走向的开采顺序

煤层沿走向的开采顺序有前进式和后退式。在井田范围内，以井筒为基准，由井筒向边界依次推进的叫前进式，反之叫后退式，如图3-12所示。

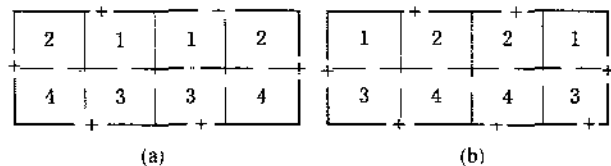


图3-12 阶段内的开采顺序

a—采区前进式开采顺序，b—采区后退式开采顺序

1、2、3、4—采区开采序号

在采区内，工作面由上（下）山向边界推进的叫区内前进式，反之为区内后退式。

后退式开采可以通过巷道进一步摸清整个开采范围内地质条件和煤层赋存特征的变化情况，有利于开采准备，而且开采和掘进之间相互干扰小，

巷道维护条件好。后退式开采的主要缺点是初期工程量大，建井工期长，巷道维护时间长投产慢。前进式开采与后退式相反。

三、连续式开采的概念

当阶段内采用分区式或分带式布置时，无论采用前进式或后退式的开采顺序，工作面在阶段走向方向的推进总是间断的或跳跃的。而采用分段和整阶段布置时，工作面都是在阶段走向方向不停顿地连续推进，称为连续式开采。

连续式开采具有开采的准备工作量少、工作面可以连续推进较长的距离、搬家次数少等特点，对装备复杂的机械化工作面的优点更为突出。但由于工作面连续推进，要求井田内没有或很少有地质变动，尤其是没有倾向断层，才能取得较好的技术经济效益。它一般适用于煤层埋藏稳定、井田内无大的倾向断层的矿井，或走向较短的小型矿井。

第五节 巷道分类

实际生产中，常按巷道的空间特征和用途来分类。巷道按空间特征分为垂直巷道、水平巷道、倾斜巷道几种：

1. 垂直巷道

(1) 立井 有出口直接通到地面的垂直巷道叫立井，又叫竖井，如图3-13中的1。立井是进入煤体的一种方式，一般位于井田中部。立井按用途分有位于井田中央担负提煤任务的主立井；有担负全矿人员、材料、设备等辅助提升任务的副立井；还有用来担负矿井通风的风井。

(2) 暗立井 没有出口直接通到地面的垂直巷道，通常装有提升设备，如图3-13中的4。一般用来连接上、下两个水平，担负由下水平向上水平提升的任务。暗立井也有主暗立井和副暗立井。

(3) 溜井 用来从上部向下部溜放煤炭的垂直巷道，如图3-13中的5。

2. 水平巷道

(1) 平硐 有出口直接通到地面的水平巷道，是进入煤体的方式之一，如图3-13中的

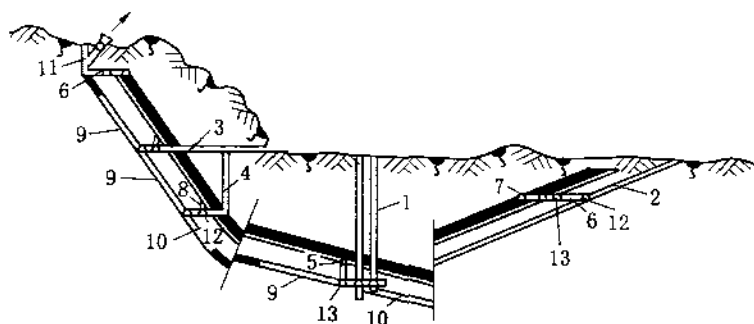


图3-13 矿井巷道

1—主井；2—副井；3—运煤井；4—暗立井；5—溜井；6—水；7—煤；8—煤；9—煤；

10—煤；11—煤；12—煤；13—煤

3. 平硐按所担负的任务不同分为主平硐和副平硐。

(2) 平巷。没有出口直接通到地面，沿岩层走向开掘的水平巷道。开在岩石中的平巷叫岩石平巷，开在煤层中的平巷叫煤层平巷。按用途平巷分运输平巷、行人平巷、进风或回风平巷等；按服务范围平巷分阶段（水平）平巷、分段平巷和区段平巷等。

(3) 石门。没有出口直接通到地面，与岩层走向垂直或斜交的水平岩石巷道，如图3-13中的6。按用途分石门有运输石门、进风石门、回风石门等。按服务范围分石门有阶段石门、采区石门等。

(4) 煤门。与煤层走向垂直或斜交的煤层平巷。煤门长度决定于煤层厚度和倾角，一般地，只有在厚煤层中才掘煤门。

3. 倾斜巷道

(1) 斜井。有出口直接通到地面的倾斜巷道，也是进入煤体的方式之一，如图3-13中的2。斜井按用途分主斜井、副斜井和回风井；斜井按所在岩层层位分有岩石斜井和煤层斜井；斜井按空间特征分有顺层斜井、穿层斜井、反斜井和伪斜井。

(2) 暗斜井。没有出口直接通到地面，用来联系上、下两个水平并担负提升任务的斜巷。暗斜井也有主暗斜井和副斜井之分。

(3) 上山。没有出口直接通到地面，位于开采水平之上，连接阶段运输平巷和回风平巷的倾斜巷道。按用途分，上山有运煤的运输上山、运送材料和设备的轨道上山；按服务范围上山分阶段上山和采区上山。

(4) 下山。下山与上山相对应，只是下山位于开采水平以下，其作用与上山相同。

除以上介绍的以外，斜巷还有行人斜巷、联络斜巷、溜煤斜巷、溜煤眼、管子道等。

矿井巷道按其生产中的重要性还可以分为开拓巷道、准备巷道、回采巷道3种，各种巷道位置关系如图3-13所示。

开拓巷道：为全矿井、一个开采水平或阶段服务的巷道，如井筒、井底车场、阶段（或水平）运输大巷和回风大巷等。

准备巷道：为整个采区服务的巷道，如采区上（下）山、采区上下车场、采区石门等。

回采巷道：为工作面采煤直接服务的巷道，如区段上下平巷和开切眼等。

第六节 开拓方式的概念及分类

在一定的井田地质、开采技术条件下，矿井开拓巷道可有多种布置方式，开拓巷道的布置方式通称为开拓方式。合理的开拓方式，一般要在技术可行的多种开拓方式中进行技术经济分析比较后，才能确定。

一、井田开拓方式分类

井田开拓方式种类很多，一般可按下列特征分类。

(一) 按井筒（硐）形式

按井筒（硐）形式可分为立井开拓、斜井开拓、平硐开拓、综合开拓。

(二) 按开采水平数目

按开采水平数目可分为单水平开拓（井田内只设1个开采水平）、多水平开拓（井田内

设2个及2个以上开采水平)。

(三) 按开采准备方式

按开采准备方式可分为上山式、上下山式及混合式。

上山式开采：开采水平只开采上山阶段，阶段内一般采用采区式准备。

上下山式开采：开采水平分别开采上山阶段及下山阶段，阶段内采用采区式准备或带区式准备，近水平煤层，开采水平分别开采井田上山部分及下山部分，采用盘区式或带区式准备。

上山及上下山混合式开采是上述方式的结合应用。

(四) 按开采水平大巷布置方式

分煤层大巷：在每个煤层设大巷。

集中大巷：在煤层群集中设置大巷，通过采区石门与各煤层联系。

分组集中大巷：对煤层群分组，每个分组设集中大巷。

我国常用的开拓方式及其分类如图3-14所示。

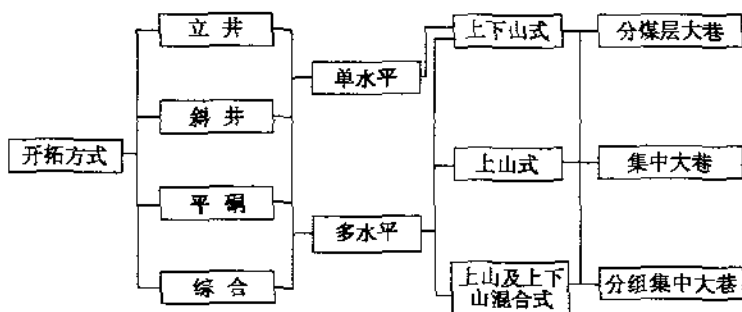


图3-14 开拓方式分类

因此，立井开拓方式可有立井单水平上、下山式；立井多水平上、下山式；立井多水平上山式；立井多水平上山式及上、下山相结合的方式，如图3-15所示。

二、确定井田开拓方式的原则

在一定的矿山地质和开采技术条件下，根据矿区总体设计的原则规定，井田开拓要正确解决下列问题。

- (1) 确定井筒的形式、数目及其配置，合理选择井筒及工业场地的位置。
- (2) 合理地确定开采水平数目和位置。
- (3) 布置大巷及井底车场。
- (4) 确定矿井开采程序，做好开采水平的接替。
- (5) 进行矿井开拓延深、深部开拓及技术改造。

上述问题解决得是否正确，关系到整个矿井生产的长远利益，关系到矿井的基本建设工程量、初期投资和建设速度，从而影响矿井经济效益。矿井开拓方案一经实施，再发现不合理而改动，那将耽误时间，浪费巨大投资。因此，确定开拓问题，需根据国家政策，综

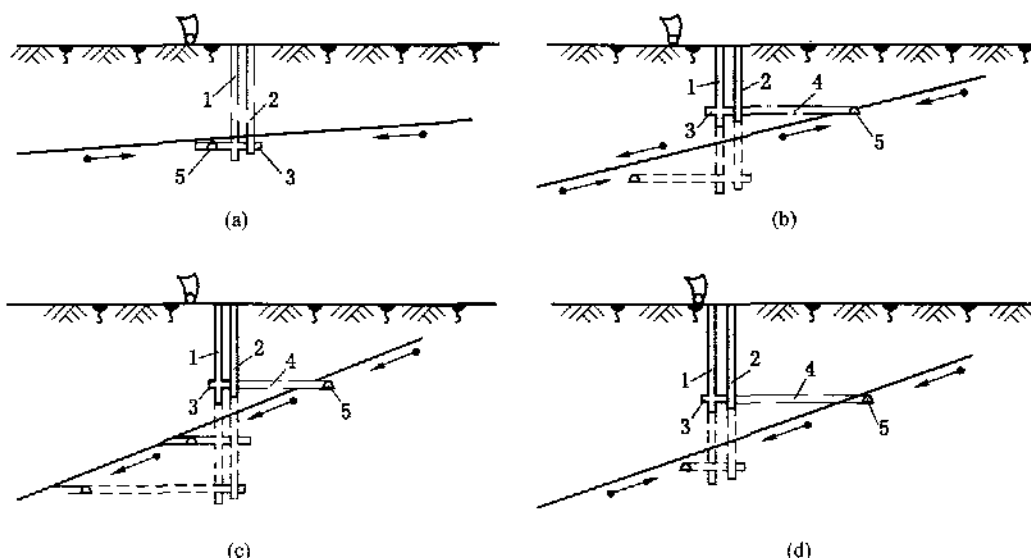


图 3-15 立井开拓方式

a—立井单水平上下山式；b—立井多水平上下山式；c—立井多水平上山式；

d—立井多水平上山及下山混合式

1—主井；2—副井；3—井底车场；4—主要石门；5—开采水平运输大巷

合考虑地质、开采技术等诸多条件，经全面比较后才能确定合理的方案。

在解决开拓问题时，应遵循下列原则：

(1) 贯彻执行国家有关煤炭工业的技术政策，为早出煤、出好煤、高产高效创造条件。在保证生产可靠和安全的条件下减少开拓工程量；尤其是初期建设工程量，节约基建投资，加快矿井建设。

(2) 合理集中开拓部署，简化生产系统，避免生产分散，做到合理集中生产。

(3) 合理开发国家资源，减少煤炭损失。

(4) 必须贯彻执行煤矿安全生产的有关规定。要建立良好的通风、运输、供电系统，创造良好的生产条件，减少巷道维护量，使主要巷道保持良好状态。

(5) 要适应当前国家的技术水平和设备供应情况，并为采用新技术、新工艺、发展采煤机械化、综合机械化、自动化创造条件。

(6) 根据用户需要，应照顾到不同煤质、煤种的煤层分别开采，以及其他有益矿物的综合开采。



思考题

1. 什么叫井田开拓？
2. 煤田划分井田时应注意哪些问题？
3. 如何合理确定矿井生产能力？
4. 井田再划分方式有哪几种？如何划分？

5. 什么叫采区？采区具有哪些特点？
6. 什么叫区段运输平巷？什么叫区段回风平巷？
7. 什么叫单水平开拓？什么叫多水平开拓？
8. 巷道如何按空间特征和用途进行分类？分哪几类？
9. 什么是开拓巷道？什么是准备巷道？
10. 在确定矿井生产能力和服务年限时，为什么要考虑储量备用系数？
11. 什么叫井田开拓方式？
12. 在解决开拓问题时，应遵循什么原则？

第四章 井田开拓方式

第一节 斜井开拓

斜井开拓时，根据井田再划分方式和阶段内布置形式可组合成多种开拓方式，例如斜井单水平分区式、斜井单水平分带式、斜井多水平分区式、斜井多水平分段式等。本节仅举例介绍我国目前常用的几种斜井开拓方式。

一、片盘斜井开拓

片盘斜井开拓是斜井开拓的一种最简单的形式。它是将整个井田沿倾斜方向划分成若干个阶段，每个阶段倾斜宽度可以布置一个采煤工作面。在井田沿走向中央由地面向下开凿斜井井筒，并以井筒为中心由上而下逐阶段开采。图4—1为一片盘斜井的示例。井田沿

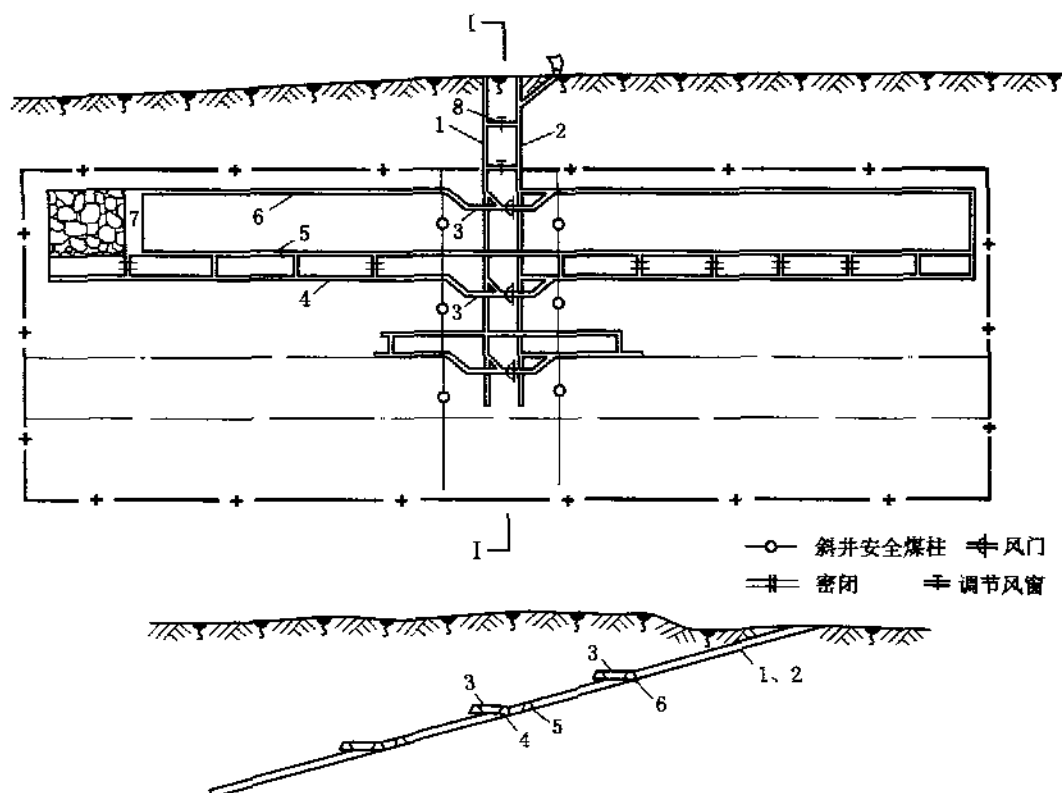


图4—1 片盘斜井开拓

1—主井；2—副井；3—片盘车场；4—阶段运输平巷；5—副巷；6—阶段回风平巷；
7—采煤工作面；8—联络眼

倾斜方向划分为4个阶段。阶段内按整个阶段布置，即每一阶段斜宽布置一个工作面。

1. 矿井开拓程序

在井田沿走向中央，沿煤层倾斜方向向下开掘主斜井1和副斜井2，两井均在煤层之中，并且两井中间留30~40m煤柱。为了掘进通风方便和沟通两井筒间的联系，每隔一段距离开掘联络巷8将两井筒贯通。井筒掘到第一阶段下部时，开掘第一阶段下部车场。从下部车场向井筒两侧开掘第一阶段运输平巷4和副巷5。为了掘进方便，4、5之间每隔一定距离掘联络巷沟通。4、5之间阶段煤柱根据有关规定留设。与此同时，在第一阶段上部开掘车场向井筒两侧开掘第一阶段回风巷6。在井田沿走向边界处沿倾斜方向掘开切眼7将5、6沟通，并在开切眼内布置采煤工作面开采。

该矿工作面由井田边界向井筒方向推进，属于阶段内后退式开采。工作面推至斜井井筒保护煤柱线时停止开采。井筒两侧保护煤柱宽度一般为30~40m。

2. 矿井生产系统

工作面7采出的煤，由工作面刮板输送机送至阶段运输副巷5，并经联络巷运至阶段运输巷4装入矿车。矿车由电机车牵引至第一阶段下部车场3，并由主斜井1提至地面。

生产所需材料、设备和人员一般由主斜井1下放到阶段上部车场，由阶段回风平巷6送到工作面上口，然后供工作面使用。副斜井只有在矿井产量大、辅助提升任务重时才作辅助提升。

新鲜风流由主斜井进入，经阶段下部车场3、运输平巷4、联络巷8、阶段副巷5进入工作面7。冲洗工作面后的乏风，经阶段回风平巷6汇集到副斜井排出地面。为了避免生产中新鲜风流和乏风掺混及风流短路，通常要在主要进风巷和回风巷交岔处设置风桥、风门等通风构筑物。

为保证矿井生产正常接替，在开采第一阶段时，及时向下延深井筒对第二阶段进行开拓，并按同样方法布置巷道。生产转入第二阶段后，第一阶段的阶段运输平巷作为第二阶段的回风平巷。以后每阶段以此类推，直到开采到井田深部边界。

片盘斜井开拓，巷道布置和生产系统简单，井巷施工技术也不复杂，而且初期工程量小，出煤快。缺点是不能多阶段同时生产，同采工作面最多为2个，矿井生产能力受到限制。另外，延深工作频繁，生产和掘进之间相互影响较大。工作面整阶段连续推进，对地质条件变化适应性差。但随着采煤机械化程度的提高，工作面单产水平也会大大增加，因此些埋藏条件好、地质构造简单的大中型矿井也可采用片盘斜井开拓。但就现有生产经验，采用片盘斜井开拓时，井田走向长不宜大于1.5km。井田倾斜长度，一级提升时不宜大于800m，两级提升时不宜大于1.5km，并且尽可能采用一级提升。

二、斜井单水平分区式开拓

这种开拓方式由斜井进入煤体，由一个开采水平开采整个井田。井田可划分为一个阶段，也可以划分为两个阶段。阶段沿走向划分为采区。

图4-2为一典型的斜井单水平分区式开拓方式。井田划分为两个阶段，每个阶段沿走向划分为6个采区。开采水平在上、下两阶段分界面。上山阶段每个采区沿倾斜划分为5个区段，下山阶段分为4个区段。矿井可采煤层为一层中厚煤层，煤层倾角较小。

1. 矿井开拓程序

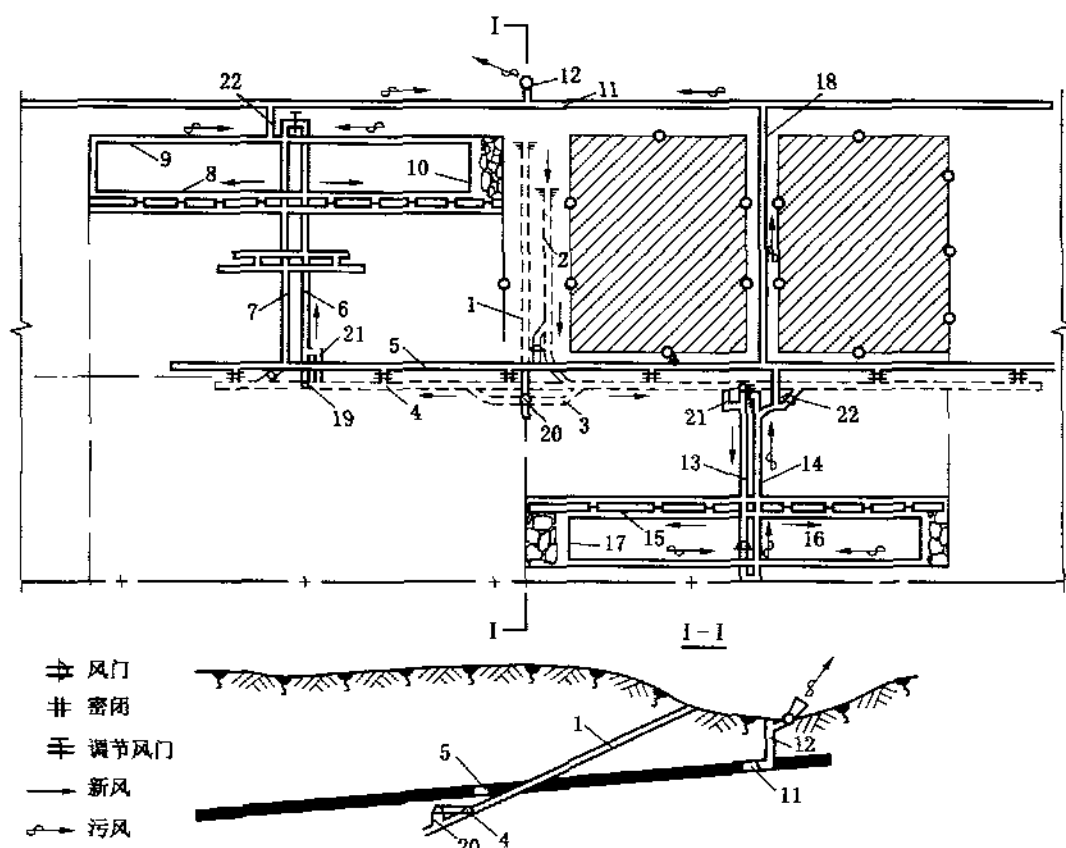


图4-2 斜井单水平分区式开拓

1—主斜井；2—副斜井；3—井底车场；4—阶段运输平巷；5—阶段辅巷；6—采区运输上山；7—采区轨道上山；
 8、15—区段运输平巷，9、16—区段回风平巷；10、17—采煤工作面；11—阶段回风平巷；
 12—回风井；13—采区运输下山；14—采区轨道下山；18—专用回风上山；
 19—采区煤仓；20—井底煤仓；21—行人进风上山；22—回风联络巷

在井田沿走向中部，由地面开掘1对岩层反斜井，主斜井1和副斜井2。主斜井1安装带式输送机提升煤炭、副斜井2安装绞车作辅助提升。斜井井筒掘到开采水平时，在开采水平布置井底车场和硐室，然后向两侧掘进水平运输大巷4和副巷5。水平运输大巷和副巷掘至采区中部位置后，在采区下部布置采区下部车场，并开掘采区运输上山6和采区轨道上山7，当采用中央分列式通风时，在主、副井斜井施工同时，在井田浅部沿走向中央开凿回风井12至上山阶段上部车场、区段运输平巷和回风平巷，并掘进开切眼布置工作面回采。

2. 矿井生产系统

工作面出煤经区段运输平巷8、采区运输上山6至采区下部煤仓。煤炭装入矿车后，由机车牵引经阶段运输大巷4至井底煤仓，并由井底煤仓装入斜井输送带提至地面。

材料、设备由副斜井下放至井底车场，由电机车牵引经水平运输大巷至采区下部车场。然后由采区轨道上山经采区中（上）部车场送至区段回风平巷，进而到采煤工作面。

新鲜风流由主、副斜井经井底车场、水平运输大巷、采区下部车场、运输上山和区段

运输巷至工作面。冲洗工作面后的乏风，经区段回风平巷、水平回风大巷，由边界风井排至地面。

阶段内采用前进式开采顺序：首先开采井筒附近的采区，随后逐采区向井田两侧边界推进。在一个采区结束以前，应准备好下一个采区，做到采区顺利接替。

第二阶段为下山开采。由水平运输大巷在采区中部位置布置采区上部车场，并沿煤层向下做采区下山13和14。接着在采区内掘区段平巷，然后通过采区内侧区段平巷构成工作面回采。

下山采区工作面出煤向下运至区段运输平巷，然后通过采区运输下山13向上运至采区煤仓，装车后由水平运输大巷运至井底车场，由主斜井提至地面。

下山采区所需材料、设备经采区上部车场，由轨道下山下放，并经采区中部车场、区段回风平巷送到工作面。

新鲜风流经采区上部车场、采区轨道下山、区段运输平巷进入工作面。乏风经区段回风平巷、采区运输下山、水平副巷、上山阶段保留的回风上山进入水平回风大巷，最后经边界风井排出。

斜井单水平上、下山开拓，开采水平少，减少了初期工程量和投资；阶段分采区布置，对地质条件适应性强，可多采区同时生产、多工作面同时生产，生产能力大。此外，由于只有一个开采水平，不存在水平接替问题，矿井生产稳定。因此，在开采缓倾斜煤层瓦斯含量低、涌水量小时、如果井田倾斜长度满足要求，应优先考虑采用此种开拓方式。

三、斜井形式选择

斜井形式主要是指斜井井筒倾角和在地下的空间布置。

斜井倾角主要依据其装备的提升设备确定。根据经验，一般应符合下列范围：

串车提升	$\alpha \geq 25^\circ$
箕斗提升	$\alpha = 20^\circ \sim 35^\circ$
无极绳提升	$\alpha \geq 10^\circ$
胶带输送机提升	$\alpha \geq 17^\circ$

斜井采用串车和箕斗提升时，其提升能力受井筒斜长影响较大。近年来，随着胶带输送机技术的不断发展，斜井提升能力大大加强，其应用更加广泛。

斜井在地下的空间布置形式主要受煤层赋存条件、地面地形和提升方式影响。

煤层斜井 斜井沿煤层开掘，施工容易、速度快、投资少。但当煤层较厚、煤层松软、构造复杂及煤层有自燃倾向时，不宜沿煤层布置。此外，沿层斜井需要留设井筒保护煤柱，资源浪费大。

底板斜井 为了避免上述问题，可以将井筒布置在煤层底板中。但当煤层倾角小于井筒倾角时，水平石门工程量太大。优点是井筒易维护，不需保护煤柱。

穿层斜井 当煤层倾角小于井筒倾角时，为了减少水平石门工程量或免受地面因素影响，斜井可穿越煤层布置。

除此之外，还有反斜井、沿煤层伪斜井和折返式斜井等。

第二节 立井开拓

立井开拓也是广泛采用的一种进入煤体的方式。除井筒形式外，其他开拓巷道布置与斜井相同。

一、立井单水平分带式开拓

这种开拓方式如图4-3所示，井田划分为2个阶段，阶段内采用分带式布置。

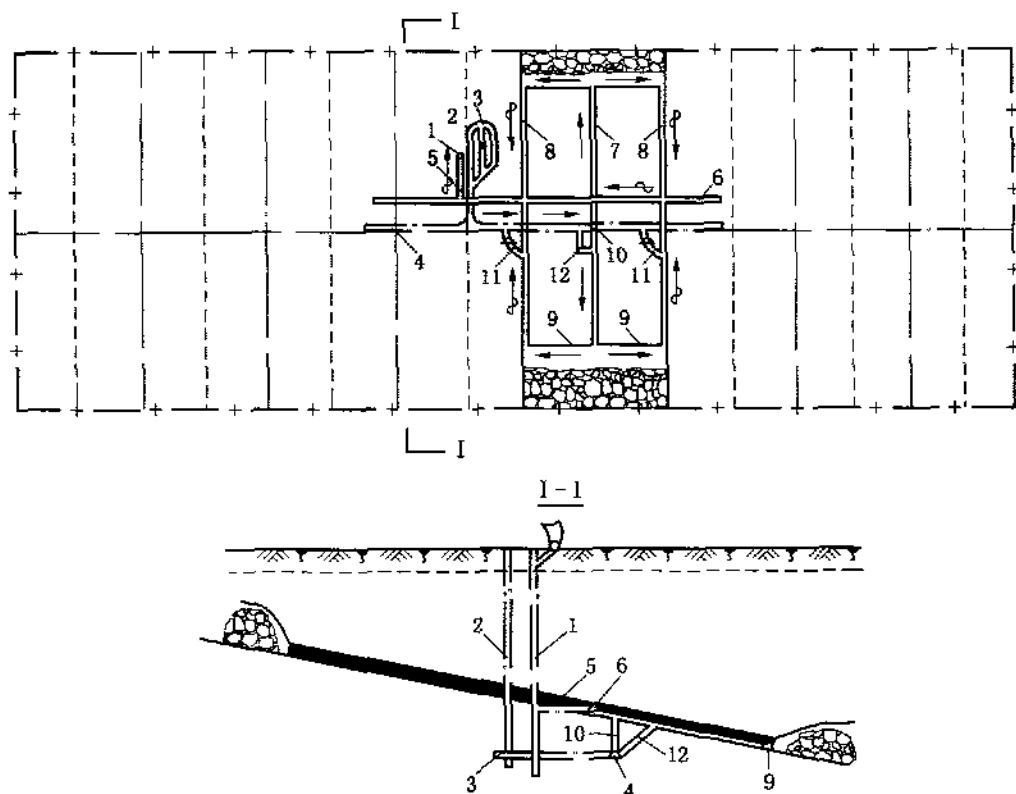


图4-3 立井单水平上下山开拓（带区式准备）示意图

1—主井；2—副井；3—井底车场；4—运输大巷；5—回风石门；6—回风大巷；7—分带运输巷；
8—分带回风巷；9—采煤工作面；10—带区煤仓；11—运料斜巷；12—行人进风斜巷

1. 矿井开拓程序

在井田中央从地面开凿主井1和副井2，当掘至开采水平标高后，开掘井底车场3、主要运输大巷4、回风石门5、回风大巷6；当阶段运输大巷向两翼开掘一定距离后，即可由大巷掘行人进风斜巷12、运料斜巷11进入煤层，并沿煤层掘分带运输巷7、带区煤仓10、分带回风巷8；最后沿煤层走向掘进开切眼，即可进行回采。

2. 矿井生产系统

由工作面采出的煤装入刮板输送机运至分带运输巷；经转载机至胶带输送机运至煤仓，在运输大巷装车后由电机车牵引至井底车场，通过主井提至地面。工作面所需物料及设备经副井下放至井底车场，由电机车牵引至分带材料车场，经斜巷11由绞车提升至分带回风巷，然后运至采煤工作面。

新鲜风流自地面经副井、井底车场、运输大巷、行人进风斜巷，从分带运输巷分两股进入两个工作面。清洗采煤工作面后的乏风，由各自的分带回风巷流至总回风巷，再经回风石门进入主井排出地面。

这种开拓方式的生产系统比较简单，运输环节少，建井速度快，投产早，但上山阶段

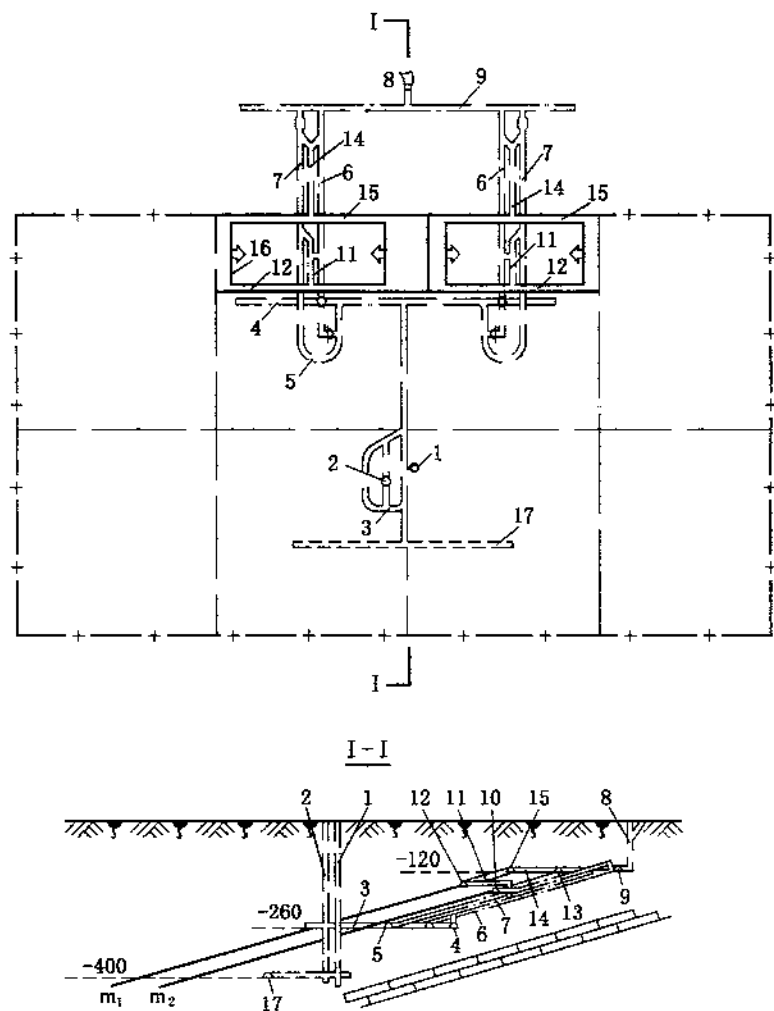


图4-4 立井多水平分区式开拓

- 1—主井；2—副井；3—井底车场；4—运输大巷；5—下部车场；6—运输上山；7—轨道上山；8—回风井；
9—总回风巷；10— m_2 区段运输平巷；11—区段运输石门；12— m_1 区段运输平巷；13— m_2 区段
回风平巷；14—回风石门；15— m_1 区段回风平巷；16—工作面；17—-400m水平运输大巷

的分带风巷是下行风,应采取措施防止分带回风巷中瓦斯积聚,以保证安全生产。另外,示例中没有单独开凿回风井,而采用箕斗井兼作回风井。根据《煤矿安全规程》规定,箕斗提升井兼作回风井时,井上下装卸载装置及井塔必须采取密闭措施,并加强管理,漏风率不得超过15%,同时应有可靠的降尘设施。箕斗提升井若兼做进风井时,箕斗提升井的风速不得超过6m/s,并应有可靠的降尘措施,保证粉尘浓度符合工业卫生标准。目前国内很少应用箕斗井进风。

这种开拓方式一般适用于煤层倾角小于12°、地质构造简单、煤层埋藏较深的矿井。

二、立井多水平分区式开拓

图4-4为立井多水平分区式开拓。该井田有2层可采煤层 m_1 和 m_2 ,两层煤间距不大,采用联合开采的方式,在 m_2 煤层底板岩石中布置阶段运输大巷和回风大巷,为2层煤所共用。井田内设2个开采水平。

采区内巷道布置与斜井分区式开拓相同。

两层煤间的开采顺序应保证相互不受采动影响。对多水平开拓,一定要注意水平间的接替,在上水平采完以前,要将下水平开拓准备完毕。同时也要注意采区间、区段间的接替,以保证矿井稳定生产。

立井开拓可以适应各种水平划分方式和阶段内布置形式。

立井开拓的优点是井筒长度短、提升速度快、提升能力大及管线敷设短、通风阻力小、维护容易。此外,立井对地质条件适应性强,不受煤层倾角、厚度、瓦斯等条件限制。立井开拓的缺点是井筒掘进施工技术要求高、开凿井筒所需设备和井筒装备复杂、井筒掘进速度慢、基建投资大等。

斜井开拓和立井开拓各有长短,要结合煤层赋存特征、地质条件、地面地形、技术装备和经济因素综合分析和比较,以确定最合适的井筒形式。

第三节 平 硐 开 拓

在山岭和丘陵地区,往往在矿井地面工业场地标高以上埋藏有相当储量的煤炭。开采这部分煤炭最简单、经济的开拓方式就是平硐开拓。如图4-5所示。

平硐开拓就是从地表开掘水平巷道进入山体或丘陵内的煤层,一般以一条主平硐担负运煤、运料、出矸、行人、排水、进风和敷设管线等任务,在井田上部回风水平开回风平硐或回风井担负回风任务。

平硐的布置方式与地表地形和煤层产状有关。主要布置方式有走向平硐和垂直平硐。

走向平硐:一般沿煤层走向开掘在底板岩石中。条件适合(如煤层不厚、煤质坚硬、服务年限不长)时,也可以沿煤层掘进。走向平硐近似于立井和斜井开拓中的阶段运输大巷。从走向平硐掘石门进入每个采区。走向平硐工程量小、投资省、出煤快,但只能单翼开采,限制了矿井生产能力。

垂直平硐:先从地面垂直煤层走向掘平硐到达煤层或煤层底板,然后沿煤层或底板岩

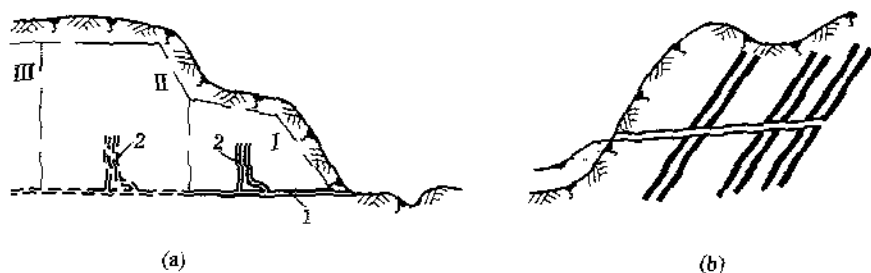


图4-5 平硐开拓示意图

a—走向平硐；b—垂直平硐

1—主平硐；2—采区上山

石向井田两侧掘运输大巷，并准备采区。垂直平硐与立井开拓和斜井开拓中的阶段运输石门相似。根据地表地形，垂直平硐可以从煤层底板进入煤层，也可以从煤层顶板进入煤层。有时由于地表地形及地质条件的影响，平硐也可以与煤层走向斜交掘进，称为斜交平硐。

垂直平硐和斜交平硐初期工程量大、投资多、出煤慢，但可以两翼开采，矿井生产能力大。

当地形高差较大、主平硐以上煤层垂高过大时，可以把其分为几个阶段，分别用不同标高的开硐开拓，称为阶梯平硐，如图4-6所示。

采用平硐开拓的关键条件是工业场地标高以上要有足够的储量可供较长时间开采。此外，在选择平硐硐口时要考虑以下因素：

- (1) 硐口地势平缓，有足够的面积布置工业场地。
- (2) 硐口交通要便利，以利于煤炭外运和设备、材料运输。
- (3) 硐口要安全，不受洪水、滑坡、雪崩等威胁。

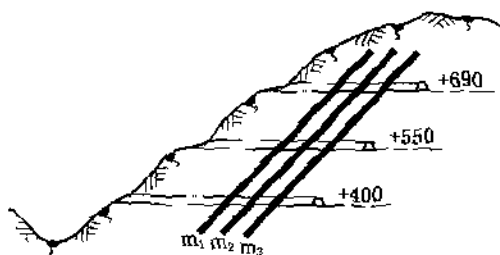


图4-6 阶梯平硐

第四节 综合开拓

通常情况下，一个矿井的主、副井都是同一种井硐形式。有时常因某些条件的限制，采用同种井硐形式会带来技术上的困难或影响矿井的经济效益，此时主、副井可采用不同的井硐形式，称为综合开拓。

综合开拓根据地质条件 and 生产技术条件而定。根据井硐的3种基本形式，组合后理论上会有6种综合开拓方式：立井—斜井、斜井—立井、平硐—立井、立井—平硐、平硐—斜井和斜井—平硐开拓方式。不论哪一种综合开拓方式，其确定的原则都是尽可能充分发挥各种井硐形式的优越性。

一、立井—斜井综合开拓

立井—斜井综合开拓是使用广泛的一种综合开拓方式。图4—7为某小型矿井采用的立

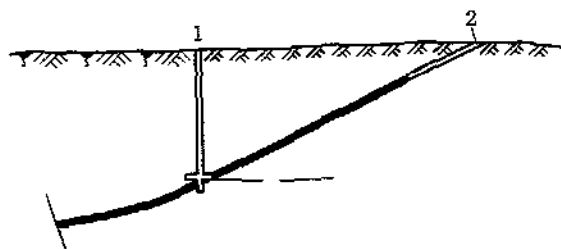


图4—7 立井—斜井综合开拓

1—立井，2—斜井

井—斜井综合开拓方式。它利用立井井筒短、提升速度快、比斜井串车提升能力大优点，用立井作为主井担负提煤任务；又利用斜井施工简单、掘进快、井筒装备简单、人员上下方便和安全等优点，用斜井作为副井担负辅助提升和兼作安全出口。

二、斜井—立井综合开拓

图4—8所示为某特大型矿井采用的斜井—立井综合开拓方式。该矿井田范围大（250km²），年产量高（设计生产能力10Mt/a）。为了合理开采，该矿井采用分区域布置，将整个井田划分为5个独立的区域，每个区域

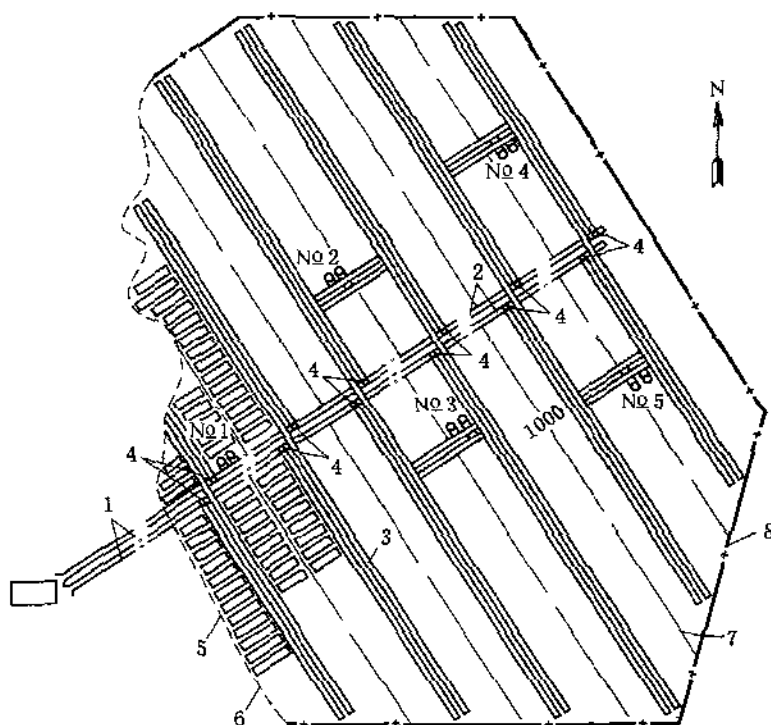


图4—8 斜井—立井综合开拓

1—主斜井；2—双岩石运输大巷；3—分区主要大巷；4—煤仓；5—倾斜长壁采煤工作面；6—煤层露头；7—分区境界；8—井田境界；

No. 1~No. 5 分区副立井（进、回风井）

再划分为2个水平、4个阶段，阶段内分带布置。

对这样的特大型矿井，为了充分发挥胶带输送机连续运输、能力大、不受深度限制等优点，在井田走向中央开凿1对主斜井，安装运输能力达2000t/h的斜井钢丝绳胶带输送机为整个井田服务。在各个分区域，又利用立井井筒短、管线敷设距离短、提升速度快等优点，各开凿1对立井井筒作为分区辅助提升井。

三、平硐—立井综合开拓

某矿井，主运输利用平硐，由于地面地形影响，主平硐长达2km，加上该矿瓦斯含量大，需要很大的通风量，利用主平硐进风在技术、经济上都不合理。为此，该矿另开凿一个立井作为专用进风井，这样可大大缩短通风线路长度。另外，该立井延深后还可以担负后期主平硐水平以下煤炭的提升任务，将煤提至该处平硐后经主平硐外运，如图4-9所示。

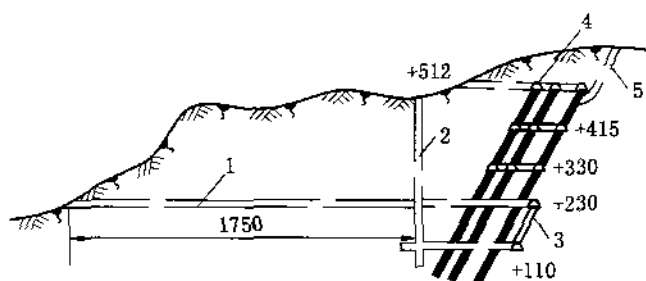


图4-9 平硐—立井综合开拓

1—平硐；2—立井；3—暗斜井；4—回风平硐；5—回风井

四、平硐—斜井综合开拓

条件适合时，采用平硐开拓的矿井，可以在煤层露头开掘浅部斜井做安全出口和回风井，构成平硐—斜井开拓方式，如图4-10所示。

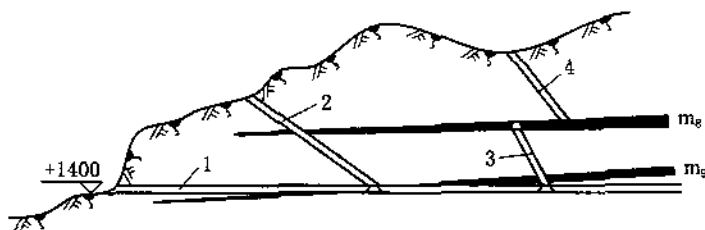


图4-10 平硐—斜井综合开拓

1—主平硐；2—副斜井；3—阶段运输大巷；4—阶段进风井



思考题

1. 片盘斜井开拓的优点、缺点和适用条件是什么？
2. 斜井单水平分区式开拓的优点、缺点和适用条件是什么？
3. 立井开拓的优点、缺点和适用条件是什么？
4. 简述平硐开拓有几种方式，说明其布置特点及适用条件。
5. 什么叫综合开拓？通常有哪几种综合开拓方式？

第五章 井田开拓中的几个主要问题

第一节 井筒位置及数目的确定

井筒是矿井最重要的井巷工程，是矿井由地下通向地面的出口，是煤炭、材料、设备、人员、风、电的必经之路，是整个矿井生产系统的咽喉。井筒往往是矿井建设中影响初期投资和建成井工期的关键性控制工程。此外，井筒的位置和数目还对矿井生产系统的技术合理性、矿井生产经营的经济合理性以及资源回收率等都有着重要影响。

一般地，一个矿井至少应有一主、一副2个井筒，主井担负煤炭提升，副井担负辅助提升任务。

井筒的主要作用是联系井上和井下。在井上，由于要布置地面工业场地，井口位置要受地表因素影响，井筒在开凿过程中掘进的难易程度和维护性的好坏受井下地质因素的影响。另外，井筒落底位置与矿井生产经营的技术经济合理性有关，所以井筒位置还受矿井技术经济合理性的约束。

所谓井筒位置主要是指两个方面：一是井口和井底沿井田走向和倾斜方向的位置，二是井筒本身所通过的岩层层位。

根据以上分析，选择井筒位置应从地面因素、地下因素和技术经济因素3个方面进行论证和比较。

一、地面因素

(1) 能充分利用地形，使地面生产系统和工业场地布置合理，尽可能减少地面工业场地的土石方工程量。

(2) 地面工业场地应尽可能少占或不占良田，特别是不要占用高效农田。

(3) 井口标高应高于当地历史最高洪水位，并具有良好的泄、排洪条件，免受洪水威胁。

(4) 井口所在地工程地质条件要好，要避免滑坡、崩塌、地表沉陷的影响。

(5) 距林区较近时，应给井口留有足够的防火距离，免受森林火灾的影响。

(6) 要充分考虑各种人为因素。特别是地方煤矿和乡镇、个体煤矿，要充分注意地面场地、交通等引发的各种矛盾，如井口占地的归属、矸石排放方式等。

二、地下因素

(1) 井筒穿过的岩层应有良好的地质条件，尽可能避免穿越流沙层、强含水层和地质破坏剧烈带等不利于井筒掘进和维护的地带。

(2) 井筒落底位置应能保证各水平井底车场巷道和硐室处于坚硬、完整的岩层中，保

持井底车场良好的维护条件。

(3) 井筒应避免老采空区及其垮落岩层的影响。

(4) 井筒应尽可能布置在薄煤带或不受采动影响的井田边界之外，以减少工业场地煤柱损失。

(5) 井筒位置应保证井筒延深时，不受底板强含水层水患威胁。

三、技术经济因素

(1) 井筒落底位置应尽可能使井下运输、提升等生产环节简单。

(2) 井筒落底位置应尽可能使开拓工程量小，建井快，出煤早。

(3) 井筒落底位置应尽可能降低煤炭运输费等运营费用，并使矿井生产易于管理。

井筒落底位置在以上原则下，应优先考虑有利于第一开采水平，并兼顾其他水平。在条件许可时，井筒落底最好靠近第一水平运输大巷。

井筒落底沿井田走向的合理位置，一般在井田储量沿走向分布的中央，这样可以形成比较均衡的双翼井田，煤在井下沿走向的平均运输距离最短、运输工作量最小、运费最省。矿井两翼开采，其生产、通风均衡，通风费用低。

井筒沿井田倾斜方向的位置应根据井田开采的煤层数目、层间距、煤层厚度、倾角和采用的开拓方式确定。

图5-1表示井筒沿倾斜方向可以有几种方案。井筒位置设于井田中部B处，可使石门较短，沿石门的运输工作量较小。井筒位置设于A处时，总的石门工程量虽然稍大，但第一水平工程量及投资较少，建井期较短。井筒位置设于C处，初期工程量最大，石门总长度和沿石门的运输工作量也较大，但如果煤系基底有含水量大的岩层不允许井筒穿过时，它可以延深井筒到深部，对开采井田深部及向下扩展有利。而在A、B位置，井筒只能打到一、二水平，深部需用暗井或暗斜井开拓，生产环节多，运输提升较复杂。从井筒和工业场地保护煤柱损失看，井筒愈靠近浅部，煤柱的尺寸愈小，愈近深部，则煤柱尺寸愈大。

对于急倾斜煤层，特别是厚煤层，井筒位置对石门长度影响较小，而对安全煤柱损失的大小影响突出。因此，为了减小煤柱损失，井筒位置最好靠近煤层底板或布置在不受采

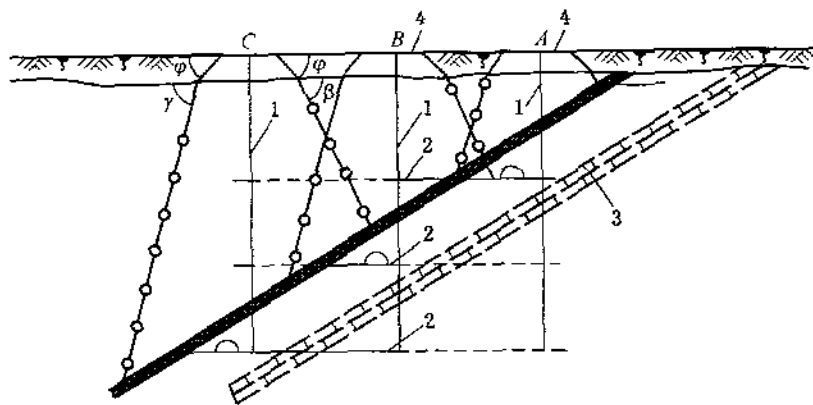


图5-1 立井井筒沿井田倾斜方向布置方案

1—井筒；2—石门；3—富含水层；4—井筒及工业场地煤柱

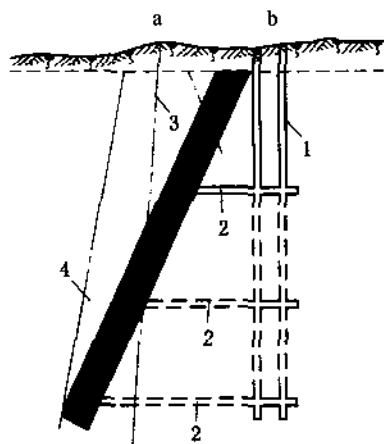


图5-2 急斜煤层开拓井筒位置示意图

a—井筒位于煤层顶板，b—井筒位于煤层底板

1—井筒；2—主要石门；3—井筒中心线；4—煤柱边界线

动影响的底板岩石中，如图5-2所示。

斜井沿井田倾斜方向的位置如不受其他条件限制时，为了使井筒易于维护和减少安全煤柱损失，一般应将井布置在下部的薄煤层中或不受采动影响的底板岩石中。

在井田开拓中，除了主井、副井以外，还有风井或小风井。风井的数目和位置主要取决于井田开拓中的通风系统。

第二节 开采水平的确定

井田沿倾斜方向划分为阶段后，就要确定开采水平。如前所述，一个水平可以为一个阶段服务，也可以为两个阶段服务。所以，开采水平的数目不仅与阶段数目有关，还与一个水平服务的阶段个数有关。这就需要先解决能否采用下山开采的问题。

一、采区下山开采

在多水平开拓的井田中，每一个水平可以只开采上山阶段，也可以开采上、下山两个阶段。决定是否采用下山开采的因素很多，最主要的是矿井基本建设的工程量和基本建设投资的大小以及生产技术条件和因素等。

当阶段高度一定时，采用上、下山开采比只上山开采水平数目少，井底车场、硐室等工程量及有关设备相应减少，因而基本建设投资也相应降低。同时，由于水平数目减少，每个水平的服务年限增长，这有利于矿井生产的均衡。

从生产技术上讲，采区上山开采与采区下山开采在运输、排水、通风、掘进等方面都有各自的特点。现分述如下：

采区上山开采时，煤是向下运输，运输能力大、动力消耗少、运输费用的单价较低；但煤有反向运输（图5-3），矿井运输提升的总费用比下山开采略大一些。

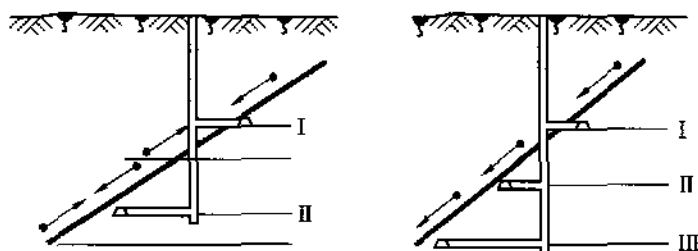


图5-3 上、下山开采比较

I、II、III—开采水平序号

采区上山开采的排水系统简单,采区内的涌水可以直接由采区上山自流到阶段平巷。而采区下山开采的排水就复杂得多。下山采区排水可以采用各区段逐段排水的方法,也可以采用由采区下部集中一次排水的方法,但和上山开采比较,都要增加排水设备和排水费用。

在通风方面,采用上山开采时回风平巷位于阶段上部,采区的进风巷与回风巷往往相距较远,不易漏风。采用下山开采时进风巷与回风巷相距较近,因而漏风的可能性大,使采区的通风效率降低,并且采区内通风构筑物增多,通风管理较困难,这对高瓦斯矿井更为不利。

采区下山开采的掘进工作除掘进时的通风比采区上山容易以外,装载、运输、排水等环节都比采区上山掘进困难,尤其是当煤层的倾角大和煤层涌水量大时,采区下山的掘进工作就更加困难。

综上所述,一般缓倾斜煤层,只有当煤层倾角较小($<16^\circ$)、瓦斯含量较低、涌水量小时,适于既采用上山开采又采用下山开采,即一个开采水平为上、下山两个阶段服务。

二、开采水平的确定

根据井田内划分阶段的多少,可以设一个或几个开采水平。这主要取决于井田的斜长和阶段尺寸的大小以及是否采用下山开采。

开采水平的尺寸用水平垂高表示。水平垂高是指该水平开采范围煤层的垂直高度。如果一个水平只采一个阶段,则水平高度就等于阶段高度;如果一个水平既开采上山阶段又开采下山阶段,这时水平高度就是两个阶段垂高之和。

合理的水平高度应使矿井的吨煤基本建设投资 and 分摊到每吨煤上的生产费用达到最少。增大开采水平的垂高,减少开采水平的数目,矿井的吨煤基本建设费用就可能减少,但会增加阶段的斜长或增加采区下山开采,使矿井的生产经营费用增加。由此可见,随着开采水平高度的变化,矿井的基本建设费用与生产经营费用都在向相反方向增减,因而对每个井田都存在着一个经济上合理的水平高度。

随着开采水平高度增大而减少的费用有:井底车场及有关硐室、开采水平内的石门及阶段平巷等的基本建设费用,以及设备和安装等费用。随着阶段高度增大而增高的费用有:上山部分煤的运输费用、通风费用以及巷道维护费用等。

就目前的开采技术条件,缓倾斜煤层阶段高度增加,对采区通风、排水、煤的运输等

项费用的影响并不很大，而限制阶段垂高的重要因素是上山部分采区的斜长。因为采区的辅助运输是依靠轨道上山的绞车，如果采区上山过长，可能需要安装多台绞车进行多段提升，将导致井下运输环节增加，降低生产效率。对于急倾斜煤层来讲，阶段垂高过大时，溜煤眼的掘进和维护都比较困难。反之，如果阶段垂高过小，则会造成采区服务年限缩短，可能使采区准备及开采水平等延深工作过分紧张，影响矿井正常生产。另一方面，阶段高度过小还会增加巷道的煤柱损失。

除上述因素外，煤层赋存状态以及煤层埋藏的地质条件等对阶段和开采水平高度的确定也有一定影响。例如，煤层厚度影响开采水平的煤炭储量，即影响着开采水平的服务年限；近水平煤层层间距大小、还可能决定开采水平的高度，如图5-4所示。

总之，水平标高和垂高的确定，要充分考虑到各种影响因素，并根据国家有关技术政策和规定来综合分析。

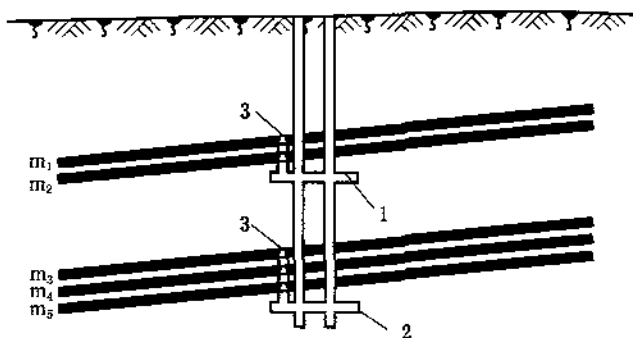


图5-4 近水平煤层按煤组划分水平

1—第一水平；2—第二水平；3—溜井

第三节 阶段大巷布置

阶段大巷包括阶段运输大巷和回风大巷。它们横贯井田走向，服务年限长，工程量大，是影响矿井基建投资、建井速度和生产经营效果的重要开拓工程。研究阶段大巷的布置有很重要的意义。

一、阶段运输大巷的运输方式

目前，我国阶段大巷的运输方式主要有轨道运输和带式输送机运输2种。

轨道运输时，大巷断面由电机车和矿车尺寸决定。它对巷道坡度要求较高，不允许有大的起伏。但对巷道平面弯度限制不大，只要弯道曲率半径能满足电机车和运行要求即可。

带式输送机运输时，巷道断面一般比轨道运输要小。但为了机器检修，必须另开一条轨道巷与其并行。有时可将轨道与输送机布置在一条巷道内（称为机轨合一），但巷道断面要增加。

就目前技术条件，带式输送机运输一般用于井田走向长度短，煤层开发强度大的大型矿井。否则，采用轨道运输更为合理和经济。

二、运输大巷的布置方式

根据运输大巷所服务的煤层数，它的布置形式有分层运输大巷、集中运输大巷和分组集中运输大巷3种。

在开采水平各煤层中分别开掘运输大巷，并用阶段石门或溜井与井底车场相通的叫分层运输大巷，如图5-5所示。

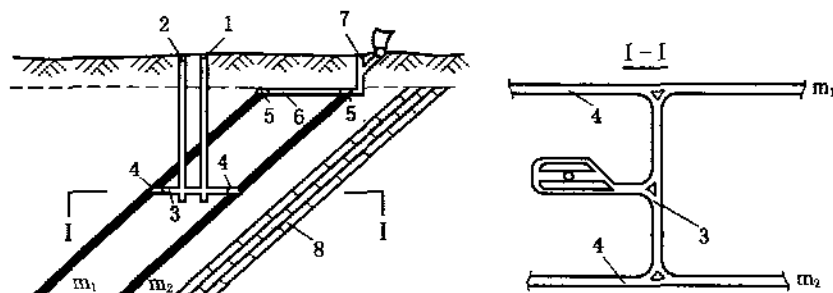


图5-5 分层运输大巷布置方式示意图

1—主井，2—副井，3—主要石门，4—分层运输大巷，5—分层回风巷；
6—回风石门，7—回风井，8—含水岩层

分层运输大巷可以沿煤层掘进，也可以在煤层底板中开掘。在煤层中开掘施工容易，掘进速度快，成巷费用低，并有助于进一步探明煤层赋存状况，补充地质资料，这对勘探程度较差、地质构造复杂的矿井有重要意义。

分煤层开掘大巷，巷道掘进工程量大，采区生产能力低，生产分散，管理十分不便，不利于矿井生产能力和劳动生产率的进一步提高。同时，煤层大巷易受采动影响，巷道维护困难，维护费用高，煤柱损失大，不利于安全生产。因此，分层运输大巷布置目前只在少数矿井或地方小型矿井中得到应用。

在开采水平内只开一条运输大巷为各煤层服务，这条运输大巷叫做集中运输大巷，它通过采区石门与各煤层相联系（图5-6）。

集中运输大巷的特点是：减少了大巷的掘进量和维护量，增加了联系各煤层的采区石门，有利于采区巷道联合布置，实现合理集中生产；当采用岩石集中大巷时，大巷的弯道可以减少，生产期间维护条件好，可以充分发挥机车的运输能力，有利于运输工作机械化和自动化；同时，可以不留大巷煤柱，有利于提高煤炭回收率。但这种布置方式，建井初期需要在掘进阶段石门、运输大巷和采区石门以后才能进行上部煤层的准备与回采，因而建井期较长；另一方面，当煤层间距很大时，采区石门的长度大，采区石门的总工程量可能很大，以致造成技术上经济上不合理。因此，这种方式适用于煤层数目较多、煤层间距不大的矿井。

分组集中大巷是前述两种方法的过渡形式，它兼有前两种方式的部分特点。当井田内各煤层的层间有大有小、用一条集中运输大巷服务于全部煤层在技术经济上都不合理时，可以各煤层的间距及煤层特点将煤层分为若干煤组，每一煤组布置一条运输大巷担负本煤组

的运输任务,称为分组集中大巷。分组大巷以采区石门联系本煤组各煤层,如图5-7所示。

通常,煤层群开拓,运输大巷宜采用集中布置,但应根据矿井的地质及生产技术条件进行综合分析比较来确定。

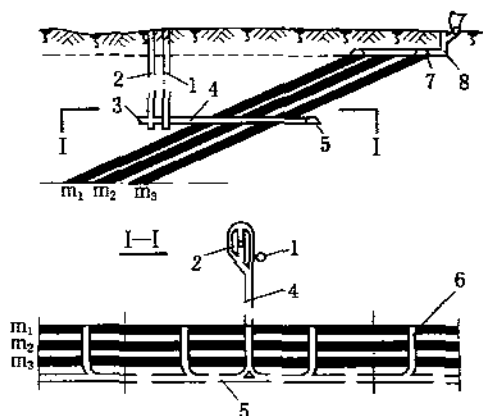


图5-6 集中运输大巷

1—主井; 2—副井; 3—井底车场; 4—主要石门;
5—集中运输巷; 6—采区石门; 7—集中回风巷;
8—回风井

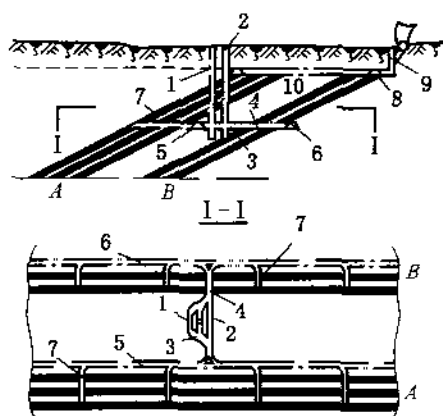


图5-7 分组集中大巷

1—主井; 2—副井; 3—井底车场; 4—主要石门;
5—A煤组集中运输大巷; 6—B煤组集中运输大巷;
7—采区石门; 8—回风大巷; 9—回风井

三、运输大巷的位置

运输大巷在煤层群或煤组中的具体位置直接关系到大巷掘进和维护的难易程度。大巷位置与大巷布置方式关系密切。一般地,对服务年限较长的大巷(如水平服务年限长的集中大巷、分组集中大巷等),最好布置在不受采动影响的煤层或煤组底板岩石中。当大巷服务年限不太长,煤组下部煤层为薄及中厚煤层,煤质坚硬、围岩稳定且自燃倾向不严重和煤与瓦斯突出危险较小时,也可沿该煤层布置。

四、阶段回风巷布置

矿井阶段回风道的布置与运输大巷布置的原则基本相同。实际上,本水平的运输大巷常作为下水平的总回风大巷。

矿井第一水平的回风巷布置应根据情况区别对待。

对于开采急倾斜、倾斜和大多数缓倾斜煤层的矿井,第一阶段的回风巷可设在煤组稳定的底板岩石中。有条件时,可设在煤组下部煤组坚硬、围岩稳定的薄及中厚煤层中。

当井田上部冲积层较厚且含水丰富时,井田上部边界必须留设防水煤柱,第一阶段的回风平巷可以布置在防水煤柱中。

开采近水平煤层群,矿井瓦斯含量高时,为避免下行风,回风巷可以布置在上部煤层或顶板岩石中,并与运输大巷重叠布置,以减少护巷煤柱损失。

第四节 井底车场

井底车场是井筒与井下主要巷道连接处的一组巷道和硐室的总称。它担负着矿井煤矸、物料、设备、人员的转运任务，又为矿井的通风、排水、供电服务，是连接井下运输和井筒提升的枢纽。如图5-8所示。

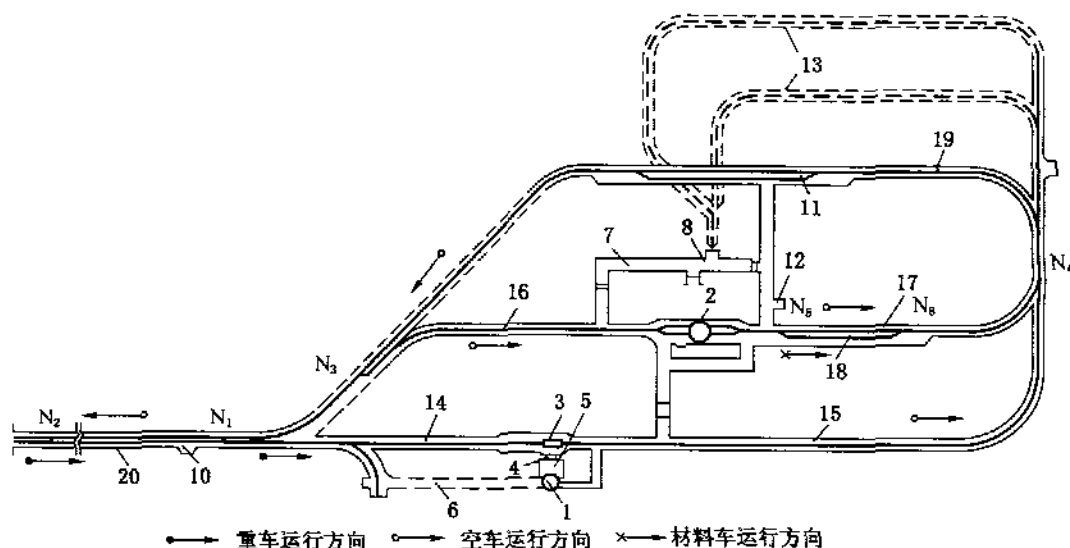


图5-8 立井刀式环形井底车场

- 1—主井；2—副井；3—翻笼（翻车机）硐室；4—煤仓；5—箕斗装载室；6—清理井底撒煤斜巷；7—中央变电所；
8—水泵房；9—等候室；10—调度室；11—人车停车场；12—工具室；13—水仓；14—主井重车线；
15—主井空车线；16—副井重车线；17—副井空车线；18—材料车线；19—绕道回车线；
20—调车线；N₁~N₆—道岔编号

由图5-8可知，井底车场的巷道线路包括主井重车线14、主井空车线15、副井重车线16、副井空车线17、材料车线18、绕道回车线19、调车线20及一些连接巷道。井底车场的硐室主要包括有主井系统硐室、副井系统硐室和其他硐室。主井系统硐室包括翻笼（翻车机）硐室3、煤仓4、箕斗装载室5、清理井底撒煤斜巷6及硐室等；副井系统硐室包括中央变电所7、水泵房8、水仓13及等候室等；其他硐室尚有调度室、电机车修理间、人车停车场等。

一、井底车场的形式和特点

由于井硐形式、提升方式、大巷运输方式的不同，井底车场形式也各不相同。根据矿车在车场内运行的特点，井底车场均可分为环形式和折返式2大类。

1. 环形式井底车场

环形式井底车场的特点是重列车在车场内总是单向运行，因而调车工作简单，可以达到较大的通过能力，但车场的开拓工程量较大。

图5-9为立井环行式井底车场示意图。主井为箕斗提升，副井为罐笼提升。采区出煤经运输大巷7进入主井重车线3，经翻笼卸载后空车经主井空车线4和回车绕道6出井底车场，由副井下放的材料与空车一起编组出井底车场。

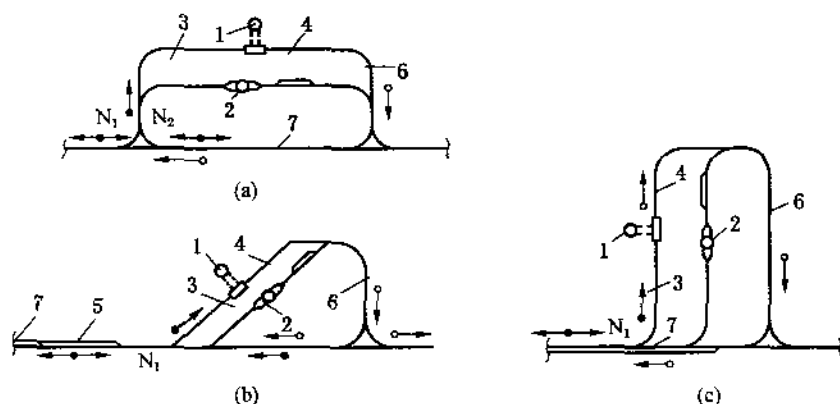


图5-9 立井环行式井底车场示意图

a—卧式车场；b—斜式车场；c—立式车场

1—主井；2—副井；3—主井重车线；4—主井空车线；5—调车线；6—回车绕道；7—运输大巷

按照井底车场空、重车线与运输大巷或主要石门的相对位置关系，环形车场又可分为卧式、斜式和立式3种。

当井筒位置与主要运输大巷和石门相距较近时，主、副井储车线与运输大巷或石门可平行布置称为卧式井底车场。

主、副井储车线与运输大巷或石门斜交称为斜式井底车场。

环形立式井底车场的主、副井储车线垂直于运输大巷或石门。当井筒距运输大巷很远时，立式车场可以采用图5-8所示的布置方式，通常称为刀式车场。

斜井环形车场与立井环形车场极为相似，也可以分为卧式、斜式和立式3种类型。其线路布置与立井环形车场基本相同。

2. 折返式井底车场

折返式井底车场的特点是空、重车在车场内有折返运行。根据车场两端是否可以进出车，折返式井底车场又可分为梭式和尽头式2种。梭式车场，如图5-10所示。其主要特点是：

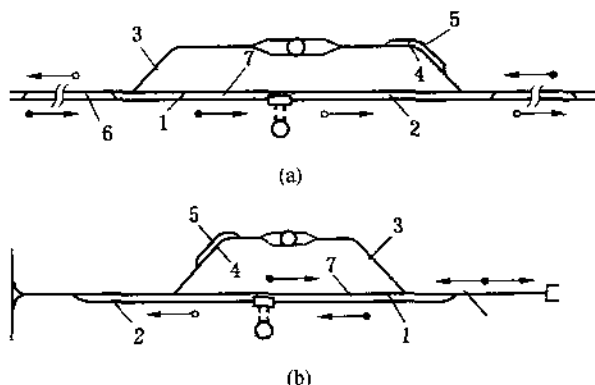


图5-10 立井折返式井底车场示意图

a—立井梭式车场；b—立井尽头式车场

1—立井重车线；2—立井空车线；3—副井重车线；4—副井空车线；5—材料车线；6—调车线；7—通过线

主井储车线完全布置在主要运输巷道上，列车往返运行需经翻笼一侧的轨道。这种车场的优点是开拓工程量小，车场弯道少。

尽头式车场与梭式车场的线路布置基本相似，但空、重列车只从车场的一端出入，另一端为线路的尽头。

折返式井底车场的巷道开拓量小，巷道交岔点和弯道少，行车安全。但由于巷道断面大，需要布置在比较坚硬的岩石中，否则维护困难。

井底车场内的主要硐室有变电所、水泵房、水仓、翻笼硐室、装煤设备硐室、电机车库及修理间等。此外，属于服务性或因安全上的需要而设置硐室尚有调度室、等候室、井下防火门硐室、消防材料库及炸药库等。

二、井底车场形式选择

选择井底车场形式时，应根据矿井的不同条件考虑下列主要原则：

- (1) 运输系统和调车方式简单，有利于采用集中、闭塞、自动控制信号系统。
- (2) 车场通过能力较矿井实际生产能力富裕30%以上。
- (3) 减少巷道开拓工程量。
- (4) 尽量减少巷道交岔点，以便减少施工的困难和提高行车速度，增大井底车场的通过能力。
- (5) 整个车场巷道和硐室，应布置在稳定的易于维护的岩层中。

一般来讲，环形式车场由于重列车在车场内没有折返运行，调车系统简单，有利于采用自动控制信号系统。此外，车场内可以有几台机车同时运行，车场通过能力较大。但这种车场巷道交岔点和弯道多，施工比较复杂，车辆运行安全性差，而且绕道等工程量较大。与环形车场相比，折返式井底车场可利用运输大巷或石门作为主井储车线和调车线，车场的开拓工程量较小，且巷道交岔点少，弯道少，车场线路简单，施工较容易，行车也比较安全。

第五节 矿井开拓延深

矿井开采将逐步地向深部发展，每隔一段时间就需要延深井筒、开拓新的水平。生产矿井的开拓延深是煤炭生产过程中保证开采连续进行的必要措施，它对挖掘矿井生产潜力、提高矿井生产能力具有重大影响。

一、矿井延深的原则

- (1) 充分利用老矿原有设备、设施，挖掘现有的生产潜力。
- (2) 尽量减少对现有生产水平的影响，并有利于下水平的延深，同时力求生产系统简单，缩短新旧开采水平交替生产的时间。
- (3) 临时性的辅助工程量小，减少投资，缩短工期，降低生产经营费用。
- (4) 尽量采用先进技术，以适应煤矿现代化生产发展的需要。

二、矿井延深方案的选择

矿井延深方案类型较多，最常见的有主副井直接延深、采用暗立井或暗斜井延深以及

新开一个井筒。延深一个井筒几种。

1. 主、副井直接延深 (图 5-11)

这种方案是将主、副井直接延深到生产水平以下的各水平。这种方案可以充分利用原有设备、设施,具有提升单一、管理方便、投资少、维护费用低等优点。因此,无论是立井或斜井,如井筒延深不受地质条件限制,而原有的提升设备能满足新水平的提升要求时,都应考虑采取直接延深方案的可能性。

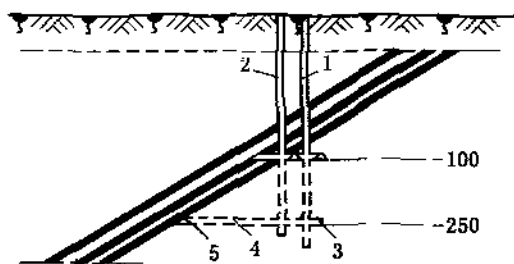


图 5-11 主、副井直接延深

1—主井; 2—副井; 3—井底车场;

4—主要石门; 5—运输大巷

2. 采用暗立井或暗斜井延深

这是在生产水平开掘暗立井或暗斜井通达下水平的延深方法,如图 5-12 所示。

采用暗立井或暗斜井延深,不影响生产水平正常生产,而且位置选择不受原有主、副井的约束。通常在下列情况下采用暗立井或暗斜井延深。

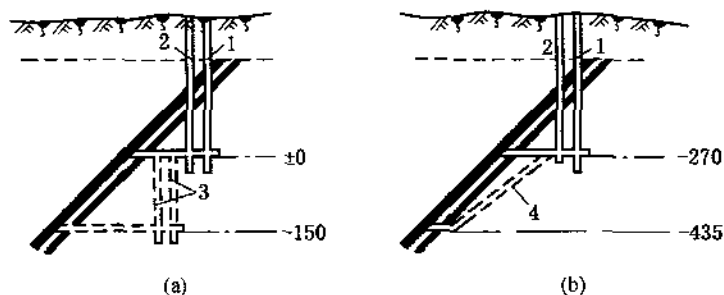


图 5-12 暗井延深

a—暗立井延深; b—暗斜井延深

1—主井; 2—副井; 3—暗立井; 4—暗斜井

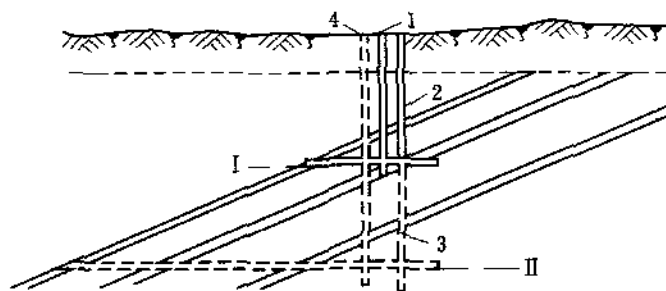


图 5-13 新开主井延深

I、II—第一、第二水平;

1—原主井; 2—副井; 3—延深副井; 4—新开主井

在初期开发煤田时，由于立井开凿在煤层浅部，随着开采深度增加，原有立井设备不能满足提升要求，需要两段提升而不得不用暗井延深，或者煤层底板为强含水岩层，主、副井直接延深不安全，只能采用暗井延深。

在采掘衔接特别紧张时，为避免影响生产，也可以考虑采用暗井延深。

副井（或主井）直接延深，主井（或副井）用暗井延深。

这两种方案可根据地质条件和主、副井提升设备的能力来选取。这种延深方案，可先打暗井，然后自下而上反接主井或副井。这样不但对生产影响小，而且有利于矿井的延深工程。

3. 新开一个井筒，延深一个井筒

由于矿井生产能力扩大以及开采水平的延深、提升井筒的深度增加、瓦斯涌出量增大等情况，利用原有井筒延深时，提升能力和通风能力如不能满足需要，在充分利用原有井筒的原则下，可新开一个主井或副井，以弥补原有井筒提升能力的不足。图5-13 为新开主井直接延深副井的方案。



思考题

1. 井筒的位置及数目如何确定？
2. 运输大巷的布置方式有哪几种？各有什么优缺点？
3. 什么叫井底车场？井底车场有哪几种形式？
4. 井底车场内的主要硐室有哪些？各具有什么用途？
5. 矿井开拓延深方案有哪几种？各有什么优缺点？

第六章 钻 眼 爆 破

第一节 岩石的性质与分级

井巷掘进是煤矿生产一项经常而重要的工作。不论开掘何种井巷，其主要工作都是破岩和支护。破岩和支护的主要对象是各种不同的岩石，其物理力学性质各异。因此，了解岩石的性质，对于合理地确定破岩方法和支护方式，选用适当的凿岩机械、爆破器材和掘进机械，以及正确确定工作定额具有重要的意义。

岩石是组成地壳的基本物质，它由各种造岩矿物或岩屑在地质作用下按一定规律（通过结晶联结或借助于胶结物粘结）组合而成。由于岩石的组成矿物、粘结质以及岩石的结构和构造各不相同，所以岩石的性质各异。

研究岩石性质时，常用到岩石、岩块和岩体这3个术语。一般认为，岩块是从地壳岩层中切取出来的小块体；岩体是指地下工程周围较大范围内的自然地质体；岩石则是岩块和岩体的泛称。

岩石的物理性质主要是指岩石的容重、密度、硬度、碎胀性和耐风化侵蚀等。岩石的力学性质是指岩石的变形性质，如弹性、塑性、脆性、韧性及蠕变性，以及岩石的强度性质，即岩石对压、拉、弯、剪等外力的抵抗能力。在生产实践中为了方便，一般用一个综合性的指标“坚固性系数 f ”来表示岩石破坏的难易程度。通常称 f 为普氏岩石坚固性系数。

$$f = \frac{R_c}{10} \quad (6-1)$$

式中 R_c — 岩石的单轴抗压强度，MPa。

根据 f 指数的大小，将岩石分为10级共15种（表6-1）。

表6-1 岩石强度分级表

级别	坚固性程度	岩 石	坚固性系数 f
I	最坚固的岩石	最坚固、最致密的石英岩及玄武岩，其他最坚固的岩石	20
II	很坚固的岩石	很坚固的花岗岩类、石英斑岩，很坚固的花岗岩、硅质片岩；坚固程度较I级岩石稍差的石英岩；最坚固的砂岩及石灰岩	15
III	坚固的岩石	致密的花岗岩及花岗岩类岩石，很坚固的砂岩及石灰岩，石英质矿脉、坚固的砾岩，很坚固的铁矿石	10

续表

级别	坚固性程度	岩 石	坚固性系数 f
Ⅱa	坚固的岩石	坚固的石灰岩, 不坚固的花岗岩, 坚固的砂岩, 坚固的大理岩, 白云岩, 黄铁矿	8
Ⅱ	相当坚固的岩石	一般的砂岩, 铁矿石	6
Ⅱa	相当坚固的岩石	砂质页岩, 泥质砂岩	5
Ⅲ	坚固性中等的岩石	坚固的页岩, 不坚固的砂岩及石灰岩, 软的砾岩	4
Ⅲa	坚固性中等的岩石	各种不坚固的页岩, 致密的泥灰岩。	3
Ⅳ	相当软的岩石	软的页岩, 很软的石灰岩, 白垩, 岩盐, 石膏, 冻土, 无烟煤, 普通泥灰岩, 破碎的砂岩, 胶结的卵石及粗砂砾, 多石块的土	2
Ⅳa	相当软的岩石	碎石土, 破碎的页岩, 结块的卵石及碎石, 坚硬的烟煤, 硬化的粘土	1.5
Ⅴ	软 岩	致密的粘土, 软的烟煤, 坚固的表土层	1.0
Ⅴa	软 岩	微砂质粘土, 黄土, 细砾石	0.8
Ⅵ	土质岩石	腐殖土, 泥煤, 微砂质粘土, 湿砂	0.6
Ⅶ	松散岩石	砂, 细砾, 松土, 采下的煤	0.5
Ⅷ	流砂状岩石	流砂, 沼泽土壤, 含水的土壤	0.3

普氏岩石分级法简明, 便于使用, 但它没有反映岩体的特征。关于岩石坚固性在各方面趋于一致的观点, 对少数岩石也不适用, 如粘土钻眼容易而爆破困难。

第二节 钻 眼 工 作

井巷施工首先要破碎岩石, 常用的破岩方法有机械破岩和爆破破岩。

进行爆破破岩, 就是要在采掘的煤岩中用钻眼工具钻凿炮眼, 其深度一般不超过3~4m, 直径35~75mm。然后在炮眼中安放一定数量的炸药, 炮眼口至炸药间的一段炮眼放置以不燃的惰性物质(一般为粘土与砂子混合物)为材料的炮泥, 再用一定的方法使炸药在炮眼内起爆, 从而产生巨大压力使煤和岩石从其整体中分离出来, 并破碎成便于装运的块度。因此, 钻眼爆破可分为钻眼工作和爆破工作。

一、钻眼机械

钻眼(又称凿岩)机具按能源分, 有电动、风动、液压、内燃4种; 按破岩机理来分, 有冲击式、旋转式。

根据钻眼作业的工作条件、岩石等级、炮眼方向、炮眼直径和炮眼深度, 合理选用不同类型的钻眼机具, 对正确使用机器和有效发挥机器潜力具有重要意义。例如, 钻凿水平或倾斜炮眼时, 使用气腿式风钻; 钻凿向下垂直或向下倾斜的炮眼时, 用手持式风钻并利用环形钻架; 钻凿向上垂直或略向上倾斜的炮眼时, 则使用向上式风钻。

(一) 电 钻

电钻就是采用旋转式钻眼法破岩, 并用电能为动力的钻眼机械。按使用条件, 电钻又

分煤电钻和岩石电钻。

1. 煤电钻

煤电钻由电动机、减速器、散热风扇、开关、手柄和外壳组成。如图6-1所示。

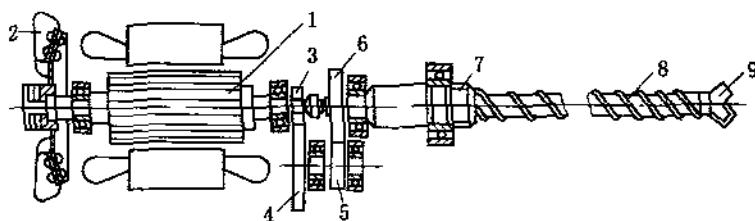


图6-1 煤电钻的传动系统

1—电动机；2—风扇；3、4、5、6—减速器齿轮；7—电钻心轴；8—钻杆；9—钻头

煤电钻工作时的轴推力靠人力推顶产生。常用的几种煤电钻有MZ₂-12型、SD-12型、MSZ-12型、MZ-12型。

2. 岩石电钻

岩石电钻主机的结构与煤电钻基本相同，也是由电动机经二级齿轮减速后，驱动钻杆钻头旋转钻眼，但配有推进装置。

用电钻在中硬岩石上钻眼：首先由于它是连续切削破岩，破岩效率比间断的冲击式破岩效率高、钻速快；其次破碎下来的岩粉颗粒较大，电钻本身噪音也较低，环境卫生条件比凿岩优越；再次它是利用电能作动力，不需要转换，能源利用率高，设备简单、费用低。

岩石电钻的重量、扭矩、功率都比煤电钻大，但心轴转数较低。

（二）风钻

目前矿山一般常用的风钻有手持式、气腿式、伸缩式和导轨式几种。

手持式风钻可以钻任意方向的炮眼，但需人力支承和推进，在立井掘进中向下打炮眼时仍在采用，国内主要产品有改进01-30型。

气腿式风钻的机身下面带有一个气腿子，起支承和推进作用，因此可以大大减轻体力劳动，主要用来钻水平和倾斜方向的炮眼。这类风钻的型号较多，国内主要产品有YT-23型（图6-2）、YT-24型、YTP-26型高频风钻等。

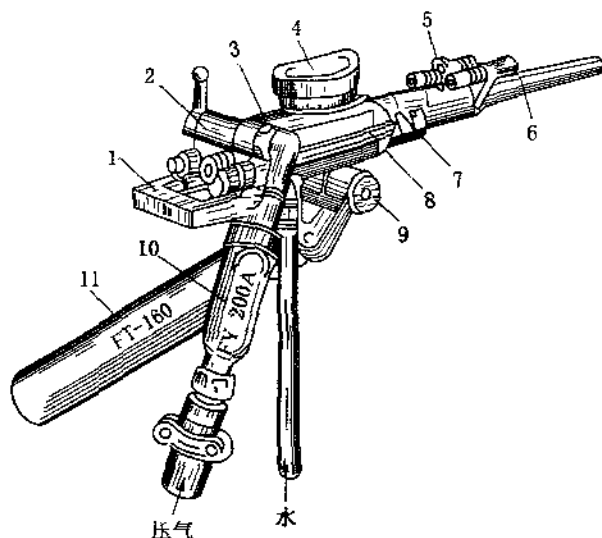


图6-2 YT-23型气腿凿岩机

1—手柄；2—柄体；3—气腿；4—消音罩；5—钎卡；
6—钎子；7—机头；8—连接喉栓；9—气腿连接轴；
10—自动注水器；11—气腿

伸缩式（向上式）风钻主要用于采矿和反井（天井）等工程或打巷道顶部锚杆眼，钻凿与水平面成 $60^{\circ}\sim 90^{\circ}$ 范围的向上炮眼。目前国内主要产品有YSP-45型。

导轨式风钻在使用时与钻眼台车配套，主要用于巷道掘进钻眼。国内主要产品有YG-35型、YG-40型。

风钻的工作原理与煤电钻不同，它主要利用钎子的冲击作用破碎岩石。钎子在冲击力的作用下，钎刃冲击岩石，在岩石上凿出一条不太深的破碎沟（图6-3中1-1）。随后钎子转一角度，再冲击第二次，在岩石上又形成第二条破碎沟2-2，同时使1、2两沟之间留下的扇形面积岩石被挤碎，这样连续地冲击、转动，就逐渐在岩石上打出圆形的炮眼，如图6-3所示。钎子的冲击作用是利用钻机内活塞的往复运动锤击钎尾而产生的（图6-4），

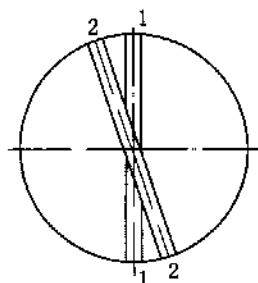


图6-3 冲击式凿岩破岩示意图

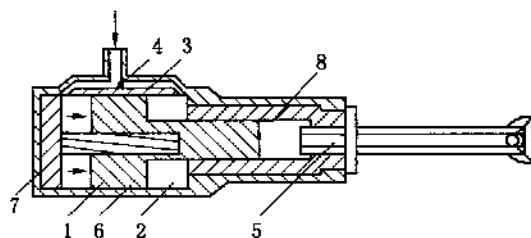


图6-4 冲击式凿岩动作原理示意图

1- 活塞 2 气缸，3- 配气装置，4- 铁球，5- 钎尾，

6 排气孔，7 棘轮，8 转动套筒

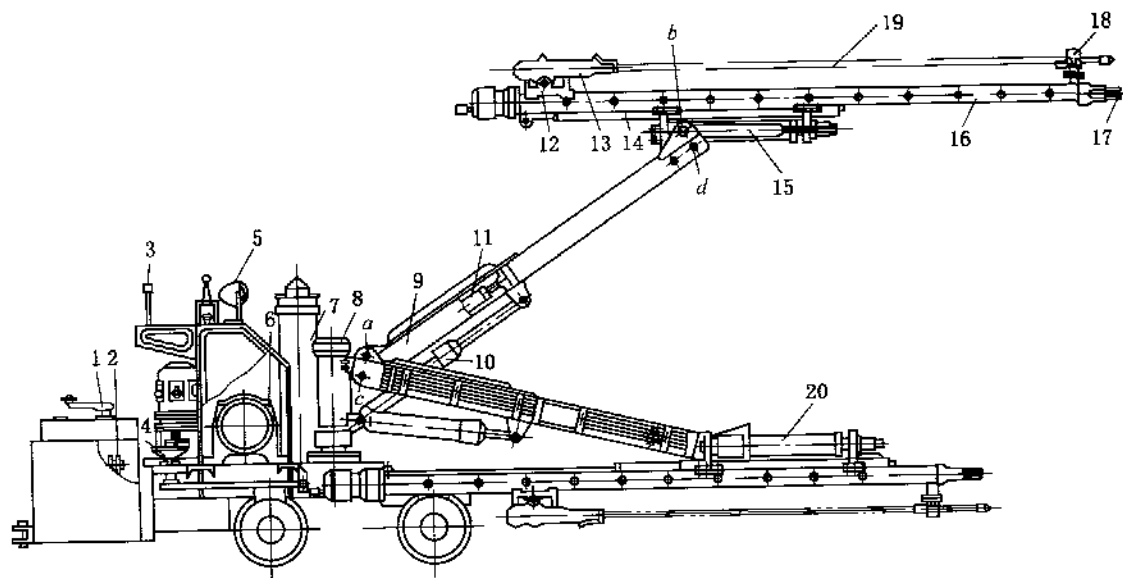


图6-5 CGJ220.2型掘进凿岩台车

1- 电动机，2- 减速器，3 操纵手柄，4 气缸，5 照明灯，6 电动机减速器，7 固定气缸，

8 棘轮，9 钻臂，10 升降装置，11 摆动角气缸，12-托架，13-岩石孔，14-钻尾，

15 摆动气缸，16- 导轨，17- 刀架，18-托架，19- 钻杆，20- 回转气缸

同时钎子每受一次冲击还要转动一定角度,这种转动是由风钻内部的回转机构来实现的。随着钎子不断地冲击眼底,岩石被破碎,破碎的岩石粉末靠压气吹出或用水流冲出。使用压气排粉的干式钻眼法,排出的岩粉飞扬在空气中,对人体的健康危害很大,长期呼吸含有大量二氧化硅粉尘的空气,工人易患硅肺病。灭尘最有效方法就是用水冲炮,即采用湿式钻眼法。目前,我国使用的主要风钻均设有湿式钻岩装置。

(三) 全液压钻机

液压凿岩机是以液压为动力的凿岩机,它和风动凿岩机一样,也由冲击机构、转钎机构及排粉系统等组成。

全液压钻机纯钻速比风动凿岩机高2~3倍,甚至更高,可以钻较深和直径较大的炮眼。

(四) 掘进凿岩台车

目前,最广泛采用的掘进凿岩台车是在可自行的车体上安立钻臂,钻臂上端安设推进器,凿岩机在推进器的导轨上因推进机械的作用而前后移动,完成钻进和退钻的动作,钻臂可上下、左右摆动,以便将凿岩机安置在所需钻眼的位置。

台车行走机构有轨轮、履带及轮胎3种形式。图6-5为国产CGJ220.2型掘进凿岩台车。

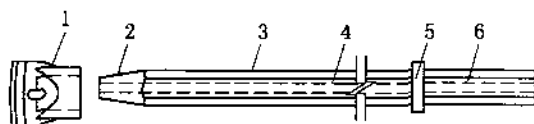


图6-6 组合钎子

1—钎头; 2—锥形钎头; 3—钎杆; 4—钎尾; 5—钎尾钎头; 6—钎尾

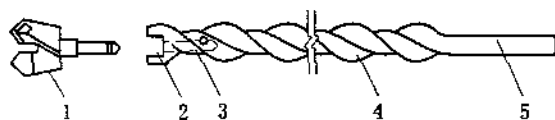


图6-7 煤电钻钻具

1—钻头; 2—方榫; 3—尾轴; 4—麻花钻杆; 5—麻花钻杆尾部

二、钻眼工具

1. 凿岩机钎子

钻眼工具是安装在钻眼机械上用以破碎岩石的工具。在凿岩机上使用的叫钎子。如图6-6所示。

2. 电钻钻具

煤电钻的钻具(图6-7)由钻头1和麻花钻杆4组成。

第三节 爆 破 工 作

一、炮眼的种类和作用

爆破工作的目的在于将岩石从其整体中分裂开来,并将其破碎成为适于装载的块度。各种岩石对于这种分裂作用和破碎作用的抵抗力是不一致的,因为岩石本身性质(如硬度、裂隙、节理等)各不相同。为了达到爆破工作的最大效率,炮眼的布置至关重要。

为说明炸药在岩石中爆炸时的岩石破碎情况,设将一个球形或立方体形炸药包埋入岩石中,岩石与空气相接触的表面称为自由面,药包中心到自由面的垂直距离叫最小抵抗线。

当最小抵抗线很大时(图6-8a的 W_1),只在药包附近被爆轰波和高温高压气流冲击,形成一个范围不大的粉碎区。如果岩石的塑性较大,就被压缩成一个空洞,故粉碎区又称

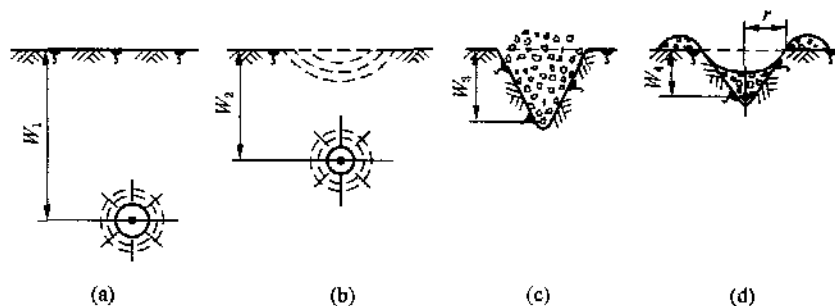


图 6—8 集中药包爆破现象

a—最小抵抗线很大时；b—最小抵抗线小时；c—最小抵抗线更小时；d—最小抵抗线最小时

压缩区。在压缩区的外面，产生一些纵横裂隙，成为裂隙区。再靠外面岩石未被破坏，只产生震动，成为震动区。

当最小抵抗线小一些时（图 6—8b 的 W_2 ），这时应力波传达至自由面，衰减的程度不大，在自由面处产生反射，产生从自由面向药包一层层剥落的拉伸破坏，这个破坏区域叫做拉断区。

当最小抵抗线更小一些时（图 6—8c 的 W_3 ），拉断区和裂隙区连在一起，在靠近自由面的方向，岩石被完全破碎，形成一个漏斗形坑，碎石都集聚在坑内只发生了松动，故名松动漏斗。

当最小抵抗线最小时（图 6—8d 的 W_4 ），炸药爆炸的能量不但破碎了岩石，而且足以推使岩石离开漏斗坑飞向四周，形成抛掷漏斗。

如果自由面不止一个，且炮眼的深度合适，则应力波在各个自由面都能反射，也都能产生从自由面向药包中心的拉断破坏区，因而增多自由面就可使炸落单位体积岩石的炸药消耗量降低，而且岩石的块度比较小而且均匀。因此，在爆破工程实践中，都必须使几个炮眼先爆发，为后继炮眼的爆炸造成附加自由面，这种办法称为“掏槽”。这几个首先爆炸的炮眼称为掏槽眼，其作用在于增加自由面。而后继炮眼称为崩落眼，作用在于崩落岩石。崩落眼又分为辅助眼和周边眼。辅助眼在掏槽眼的外围，除崩落岩石外，还能扩大所掏的槽，提高周边眼的爆破效果。周边眼靠近巷道的周边，其作用在于使巷道获得一定的形状和规格。

二、矿用炸药

炸药是一种固体或液体的化合物或混合物。当这种物质受到一定的外界能量作用时（遇热、机械冲撞力、其他炸药爆炸的影响），就能迅速分解，同时产生大量的气体和热量。

在炸药迅速分解的过程中，由于气体的膨胀作用对周围介质产生突然的冲击压力，致使介质破坏，同时发生巨大的音响和振动，这种现象称为爆炸。

炸药与一般燃料不同，燃料本身并不含有多余的氧气，它需要空气不断地供给氧气，才能燃烧。而炸药本身不仅是一种不稳定极易分解的物质，而且在其组成成分中含有迅速游离出氧的化合物，这种氧气保证了炸药中可燃物质的迅速氧化，不再需要空气供给氧

气。

必须指出：爆炸与燃烧不同，爆炸与燃烧的共同点均是散发气体和热量，但燃烧的反应速度很慢，所以热量不能聚积，气体产生随即溢散。爆炸则反应速度很快，每秒钟达几百乃至几千米，而且产生很高的温度（1500~4500℃）和大量的气体。

炸药虽为不稳定的物质，但必须借外界能量作用才能自行分解。为使炸药爆炸，需给以外能刺激，使炸药中一部分引起反应而波及全部，这种外能的作用叫做起爆。在采矿工作中通常是借灼热起爆，办法是借导火线的火花或电阻产生的高热来引起炸药爆炸。

目前我国采矿工业中常用的炸药按其成分可以分为硝甘炸药和硝铵炸药。

1. 硝甘炸药

硝甘炸药是含有12%以上硝化甘油的炸药。这种炸药呈胶状，所以又称胶质炸药。

通常使用的硝甘炸药，除含有硝化甘油外，还加入胶质棉、硝酸铵、木屑粉、苏打或石膏等物质。胶质棉是一种硝化纤维，可以溶解到硝化甘油中使炸药呈胶体状态。

硝甘炸药的优点是爆炸力强，并具有良好的抗水性，特别适用于爆破含水较多的坚硬岩石或矿石。例如多在开凿水量较大的井筒时使用。

硝甘炸药的缺点是敏感性很强，受到撞击或摩擦就可能引起爆炸，还易于冻结、失效和出现汗渍。

由于硝甘炸药存在上述缺点，而且价格较贵，所以煤矿中很少采用。

2. 硝铵炸药

硝铵炸药是我国煤矿中广泛采用的炸药。它的主要成分是硝酸铵（ NH_4NO_3 ），另外含有三硝基甲苯（T.N.T.）、锯末及炭粉等。

适用于有瓦斯和煤尘爆炸危险矿井中的硝铵炸药称为安全炸药。在爆炸时它产生短而温度较低的火焰，可避免引起瓦斯或煤尘爆炸。

安全炸药必须满足下列要求：

（1）爆炸反应要极其迅速。通常在硝铵炸药中加入4%~8%的硝化甘油，以增加炸药的爆炸速度和敏感性，防止不完全燃烧的炸药火星飞散，以免引起瓦斯和煤尘爆炸。

（2）爆炸后产生的热量（温度）不要过高。通常在硝铵炸药中加入消焰剂氯化钠（NaCl 食盐），它能在爆炸时吸收一部分热量，从而降低爆炸热量。

与硝甘炸药相比，硝铵炸药的爆炸能力较低，但在安全方面具有更多的优点。例如，硝铵炸药在低温下不致冻结，炸药性质较稳定，不致由于撞击、摩擦而爆炸等，因此在我国煤矿中爆破软及中硬的岩石时应用它，也在爆破较坚硬的岩石时应用。

硝铵炸药的缺点是粘结性和潮解性均较强。所谓粘结性是指炸药储存过久易于硬化成块的性质。所谓潮解性是指炸药易于从空气中吸收水分的性质。硝铵炸药的粘结性和潮解性都能导致炸药爆炸能力的降低，甚至产生不完全爆炸或根本不爆炸的现象。

三、起爆器材

起爆器材就是供给炸药能量使其爆炸的器材。起爆器材在煤矿中包括导爆索、雷管及发爆器。

1. 导爆索

导爆索（又称导爆线）是用来传递爆炸波，并直接引爆炸药的起爆器材。但它本身需

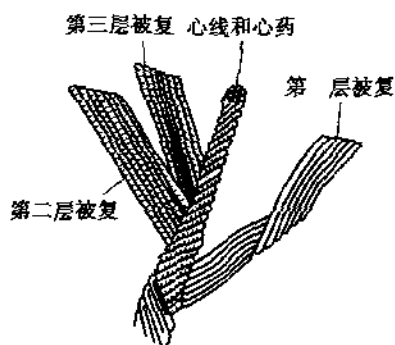


图6-9 导爆索

要雷管引爆。

它由药心和外皮两部分组成。其内部构造如图6-9所示。药心是用黑索金、安泰等高威力炸药制成，有几根棉线用来增加药心强度，以防止导爆索中断。外皮由几层棉线和牛皮纸组成，并涂有防水剂。

导爆索能使大量炸药同时起爆，广泛用于深孔、分段装药的爆破中。缺点是成本高，不能在有瓦斯及煤尘的矿井中使用。

2. 雷管

雷管是用来起爆炸药和导爆索的起爆器材。它是最常用的起爆器材。

煤矿中所用雷管均为电雷管（用电能来引爆的雷管），接通电后爆发的时间不同可分为即发电雷管和延期电雷管。延期电雷管又可分为秒延期电雷管和毫秒延期电雷管。

(1) 即发电雷管。它由管壳、正副起爆药、加强帽和电力点火装置组成。其内部结构如图6-10a所示。

电力点火装置的脚步固定在绝缘板上，两头上焊有桥丝，并在桥丝上涂有发火剂作为发火头。桥丝直径为 $30\sim 50\mu\text{m}$ ，是用长 $4\sim 6\text{mm}$ 的康铜或镍铬合金丝制成。发火剂为氯酸钾、木炭粉和骨胶等的混合物。当通电后，桥丝上发生高温引起发火剂发火，火舌穿过带孔的加强帽。首先接触正起爆药，其后为副起爆药。

目前，用二硝基重氮酚作正起爆药、精制梯恩梯作副起爆药的纸壳雷管已普遍推广使用，为国家节约了大量铜和铝，并降低了成本。

(2) 秒延期电雷管。秒延期电雷管也叫迟发电雷管。它的特点是在即发电雷管的电力点火装置和正起爆药间多一段缓燃剂，如图6-10b所示。缓燃剂常用精制的导火索来做，导火索由稍加压缩的黑火药制成，并用导火索长度来控制延期时间。为了保证缓燃剂有准确的燃烧时间，在管壳上钻有几个小孔，以放出缓燃剂燃烧时生成的气体；为了防潮，小孔上

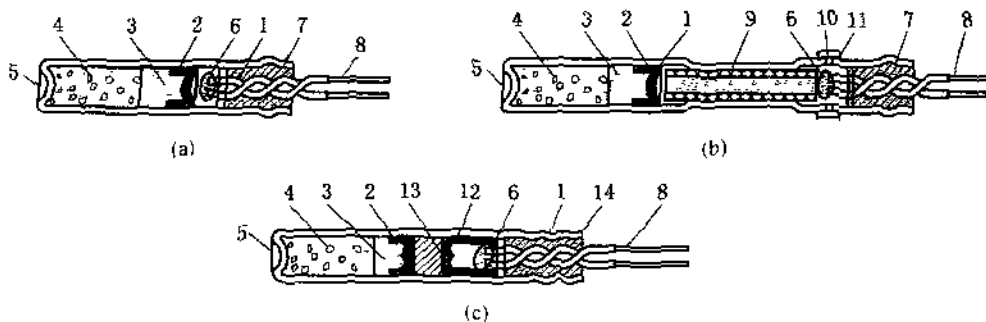


图6-10 雷管结构示意图

a—即发电雷管；b—秒延期电雷管；c—毫秒延期电雷管

1—管壳；2—加强帽；3—正起爆药；4—副起爆药；5—聚能穴；6—发火头；7—加强帽；8—脚线；

9—缓燃剂；10—排气孔；11—端线；12—大药管；13—缓燃剂；14—塑料塞

糊有蜡纸。

国产秒延期电雷管的段数为7段，各段间秒差约1.0s，一般用管上的颜色或脚线的颜色来表示段数。

(3) 毫秒延期电雷管。毫秒延期电雷管也叫微差迟发电雷管，如图6-10c所示。它的特点是缓燃剂由铅丹、过氧化钡、硅铁、硫化锑等的混合物制成，通过改变组成成分、配比和药量来控制延期时间；并在管内安装有大内管，用来固定和保护缓燃剂，防止缓燃剂松动。

国产毫秒延期电雷管各段的微差时间为25~300ms，最大延期可达2000ms，段数可达20段。

3. 发爆器

发爆器是电雷管起爆的电源。目前我国矿山中普遍得到推广使用的是电容式发爆器。

根据充电电源的不同，电容式发爆器可分为发电机-电容式发爆器、迭层电池-电容式发爆器、晶体管-电容式发爆器3种。

(1) 发电机——电容式发爆器。它的充电电源是手摇直流发电机，优点是不用电池，除必要的检修外，不必打开机壳，因此维护方便；缺点是结构比较复杂，体积和重量较大，每次爆破时需要旋转手摇发电机向电容充电及转动开关向外送电放炮。

(2) 迭层电池——电容式发爆器。它是用高压(110~450V)迭层电池作为电容器的充电电源，优点是构造极为简单，制造成本低廉，操作维修方便，电能利用率高，更换一次电池使用时间长(0.5~1a)；缺点是换一次电池价格较贵。

(3) 晶体管——电容式发爆器。它由充电电源(低压2~4节干电池，3~6V)、晶体管振荡器、变压器及整流器组成，电路比较复杂、更换电池频繁；但可以制成体积小而能量大的发爆器。

以上发爆器各有其优缺点，目前世界各国都在应用。我国矿山现在普遍使用的是晶体管——电容式发爆器。

根据是否防爆，发爆器可分为防爆型及非防爆型两种。在有瓦斯或煤尘爆炸危险的矿井中，必须使用防爆型发爆器。

四、装药

1. 吨眼装药量的计算

每爆破一次的炸药总消耗量 Q ，根据下式计算：

$$Q = qV$$

式中 Q ——爆破一次的炸药总消耗量，kg；

q ——每爆破 1m^3 岩石所需炸药消耗量， kg/m^3 (表6-2)；

V ——岩石爆破量， m^3 。

每个炮眼的平均炸药消耗量 r ：

$$r = Q/N$$

式中 r ——每一个炮眼的平均炸药消耗量， $\text{kg}/\text{个}$ ；

N ——炮眼数目，个。

表6-2 岩巷掘进炸药消耗量定额

巷道掘进断面/ m ²	岩石坚固性系数 f					
	1.5	2~3	4~6	8~10	12~14	15~20
<6	0.78	1.05	1.50	2.15	2.64	2.93
<8	0.65	0.89	1.28	1.89	2.33	2.59
<10	0.56	0.78	1.12	1.69	2.09	2.32
<12	0.52	0.72	1.01	1.51	1.90	2.10
<15	0.47	0.66	0.92	1.36	1.78	1.97
<20	0.44	0.64	0.90	1.31	1.67	1.85
>20	0.40	0.60	0.86	1.26	1.62	1.80

开帮炮眼的装药量，当工作面为一个自由面时，为了简化计算，大体上就可以认为是等于炮眼平均长度的一半。

掏槽炮眼的装药量通常比开帮眼的装药量大35%~40%。即掏槽眼的装药量可以为炮眼长度的0.6~0.75。

按《煤矿安全规程》的规定，炮眼的装药量和封泥量必须符合下列要求：在岩层内放炮，炮眼深度在0.9m以下时，装药长度不得超过炮眼深度的1/2；炮眼深度在0.9m以上时，装药长度不得超过炮眼深度的1/3；炮眼剩余部分都应用封泥填满。

2. 装填方法

楔形掏槽两边炮眼的角度对称，装药量也要一致，否则爆破力量偏向一边，易打倒支架；周边眼最好多一些，装药量则少些，这样有利于巷道轮廓面的规整和围岩的稳定。

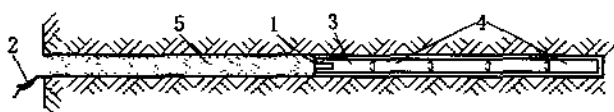


图6-11 装药结构

1—雷管；2—脚线；3—号药；4—药卷；5—炮泥

起爆药卷在炮眼里的位置应靠近眼口，作为最外面一个（或第二个）药卷，使雷管有聚能穴的一端朝向眼底，并堵上炮泥，如图6-11所示。

另一类装药结构称为间隔装药（图6-12），它的爆破力量较弱，适

合于周边眼的装药，配合光面爆破使用。

《煤矿安全规程》规定：封泥应用水炮泥，也可用不燃性的、可塑性的松散材料制成，如砂子、粘土和砂子混合物等。禁止使用块状材料或可燃性材料作封泥。无封泥的炮眼，严

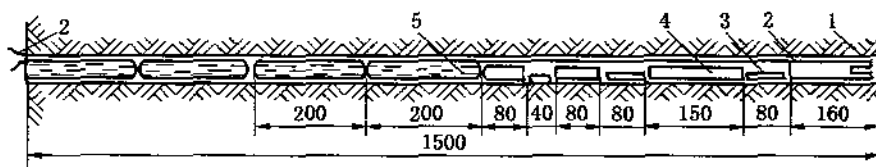


图6-12 间隔装药的结构

1—雷管；2—脚线；3—粉笔；4—药卷；5—水炮泥

禁放炮。

封泥多用粘塑性好的砂、土混合而成；也有用水炮泥的（塑料套装水）。水炮泥既起堵孔的作用，又起消尘和减少有害气体的作用。

3. 联线方式

在井巷掘进爆破中，有串联、并联和混联（串并联及并串联）3种雷管联线方式，如图6-13所示。

采用串联方法时联线简单，而且通过每个雷管的电流相等，故在煤矿的巷道掘进爆破中使用最广；缺点是只要一个雷管断路，则整个串联组拒爆。并联方法可靠，但所需起爆电流较大。在井下大爆破中，一般炮孔的数目都比较多，因此多采用混联。

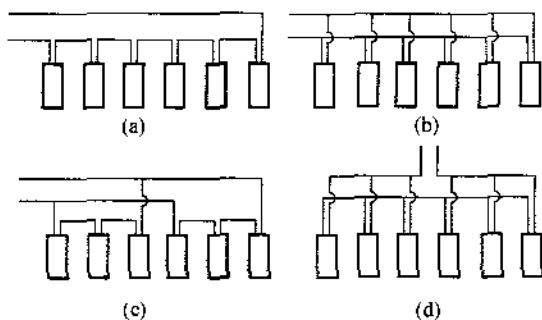


图6-13 电雷管联线方式

a—串联；b—并联；c—串并联；d—并串联



思考题

1. 岩石分级的目的是什么？
2. 炮眼的种类和作用分别有哪些？
3. 矿用炸药的种类和特点分别有哪些？
4. 简述钻眼爆破常用的起爆器材及其工作原理。

第七章 巷道支护

第一节 巷道围岩压力的概念

一、巷道围岩压力

地下岩体在开挖以前，自重和构造所引起的应力处于平衡状态。当开掘巷道或进行回采工作时，破坏了原来的应力平衡状态，就会引起岩体内部应力的重新分布，表现为巷道周围煤、岩体产生移动、变形甚至破坏，直到煤、岩体内部形成一个新的应力平衡状态为止。在此过程中，巷道本身或安设在其中的支护物会受到各种力的作用。

由于采掘活动引起巷道围岩应力集中和重新分布，使巷道周边岩体自稳能力显著降低，导致向巷道空间移动。为了防止围岩变形和破坏，需要对围岩进行支护。这种围岩变形受阻而作用在支护结构物上的挤压力或塌落岩石的重力统称为巷道围岩压力。它主要由松动围岩压力、变形围岩压力、膨胀围岩压力以及撞击围岩压力组成。

由于巷道开挖而松动或塌落的岩体，以重力的形式直接作用于支架结构物上的压力，表现为松动围岩压力载荷形式。如支护不能有效地控制围岩变形的发展，围岩形成松动垮塌圈时，将导致松动围岩压力出现，通常顶压显现严重。

支护体控制围岩变形的发展时，围岩位移挤压支架而产生的压力称为变形围岩压力，简称变形压力。在“围岩—支护”力学体系中，只要围岩与支架相互作用，围岩就会对支架施加变形压力。弹性变形压力是围岩弹性变形时作用于支架上的压力，弹性变形产生速度极快，变形量很小，对于围岩、支护相互作用过程而言实际意义不大。塑性变形压力是由于围岩的塑性变形和破裂，围岩向巷道空间位移，使支护结构受到的压力，是变形围岩压力的主要形式。塑性变形的大小主要取决于巷道塑性区和破裂区的范围。塑性区的扩展具有明显的时间效应，塑性区不再扩展时，围岩变形速度下降，从而逐渐稳定并趋于流变。

围岩膨胀、崩解体积增大而施加于支护上的压力称为膨胀压力。膨胀压力与变形压力的基本区别在于它是由吸水膨胀而引起的，从现象上看属于变形压力范畴，但两者的变形机制截然不同，前者是指与水发生物理化学反应，后者主要是围岩应力与结构效应。

撞击围岩压力指围岩积累了大量弹性变形能之后，突然释放出来所产生的压力；撞击围岩压力是回采工作面上覆岩层剧烈运动时对巷道支护体所产生的压力。

二、影响巷道围岩压力的地质因素

影响围岩压力的因素很多，通常可分为地质、开采和支护等。影响围岩压力的地质因

素有原岩应力状态、围岩力学性质及岩体结构等。

1. 原岩应力状态

原岩应力是引起围岩变形、破坏的基本作用力。原岩应力随开采深度的增加而增长。所以，随采深的增加，巷道围岩压力会明显增长。原岩体中主应力的大小和方向不同，对巷道的影晌作用不同，也直接影响到围岩压力。

2. 围岩力学性质

围岩力学性质是指它的强度（包括抗压、抗拉、抗剪等强度和粘聚力 C 、内摩擦角 ϕ 等值）和变形性质及其他力学属性。不言而喻，强度小的岩体，围岩压力必然大，反之亦然。 C 、 ϕ 值大的岩体，其围岩压力小，反之亦然。其中 ϕ 的影响要较 C 大。

3. 岩体结构

当结构面强度远小于结构体强度时，结构对围岩压力的影响极大。通常岩体破坏首先从弱面开始，这是围岩压力在节理和层理等弱面发育区、破坏带、断层和褶皱区显现强烈的重要原因。层状岩体具有定向弱面，所以层状岩体的走向和倾角也与围岩压力密切相关。如果岩层走向与巷道轴向平行或夹角很小，岩体结构容易与巷道轴线形成不稳定的松动体，则围岩压力大。水平岩层沿巷道侧帮的稳定性较好，则帮压较小，顶压较大。

4. 膨胀压力的影响因素

影响膨胀压力的因素主要有岩石的组成与胶结状态、物理化学性质、围岩中水分的补给状况、水与岩石的接触条件、支护和充填层的可塑性等。

三、巷道矿压控制原理

巷道中的矿压显现是客观的自然现象，除了一些特殊情况外，在采掘过程中企图完全消除这种现象是不可能的。然而，在掌握巷道矿压显现规律的基础上，以岩石力学理论为指导，有可能在不同程度上减轻矿压显现对巷道的危害，从而达到安全生产和取得较好技术经济效果的目的。这是巷道矿压控制的基本任务。

从广义的角度看，巷道矿压控制应包括以下三类方法及途径。

第一类：巷道保护。它是指为了使围岩应力与岩体强度保持较适应的关系，以便预防巷道失稳或有效地减轻矿压危害而采取的各种技术措施，如选用有利于保持巷道稳定的断面形状，在巷道设计和掘进时就为预期的巷道缩小量预留备用断面，在巷旁留护巷煤柱或砌筑人工保护带，将巷道布置在坚硬岩层中或应力降低区等等；

第二类：巷道支护。它一般指借助于安设各种矿山支架去预防巷道围岩产生过度变形和防止巷道冒顶、片帮，以保持巷道正常使用；

第三类：巷道维护（维修）。它是指对已进行过支护的巷道，为了改善已恶化的维护状况和恢复其稳定性所采取的一些措施，如巷道补棚、补杆、扩帮、起底、更换已损坏的支架构件甚至重新支护等。

目前所采用的各种矿压控制方法，从其对付矿压的原理来看包括“抗压”、“让压”、“躲压”、“移压”等几种，现将根据4种原理所采取的控制巷道矿压的基本途径及其主要优缺点归纳见表7-1。

表7-1 巷道矿压控制基本原理及途径

控制方法	基 本 原 理	具体措施举例	主 要 优 缺 点
抵抗矿压 (抗压)	提高支架的支撑能力或支护密度 用加强支护的手段去抑制或减少围岩移动, 增强巷道抗变形能力, 以对付矿压的作用	1 增大型钢重量, 提高支架承载能力 2. 增加支护密度 3 充填支架背后空间	巷道布置地点及掘进时间可不受限制, 但为此要消耗大量支护材料, 支护劳动量大, 使开采费用大幅度提高
容忍矿压 (让压)	在采用适当支护措施和保持支架本身不遭受严重破坏前提下, 容忍围岩产生一定变形, 以释放掉一些能量 (也称应力释放)	1. 采用有一定工作阻力的大可缩支架 2 为巷道受压收缩预留备用断面 3 容忍巷道底鼓, 然后进行机械化起底	可在一定程度上利用围岩自承力, 减轻支架受载, 应用得当可实现无维修护巷, 对生产极为有利, 但会增加支架结构的复杂性或多支出掘进与起底费用
躲避矿压 (躲压)	将巷道布置在应力经重新分布后岩体已处于卸载状态的天然低应力区, 从时间上和空间上躲开高压力的作用	1. 在煤体边缘或煤体下放的低压区内布置巷道 2 错过高压作用的时间, 等压力充分稳定后再掘巷	可在不同程度上减轻巷道受压, 有利于支护工作, 但有时要多开一些辅助巷道 (如联络眼等), 或要求延迟掘进时间, 不利于采掘接替工作
转移矿压 (移压)	通过人为方法使巷道围岩受到松动, 形成卸载槽孔或其他形式的卸载空间。迫使载荷转移到离巷道较远的地点, 达到减轻巷道受压的目的	1 在巷道或底板中形成卸载槽孔 2. 宽面掘进或在巷旁故意留出卸载空间 3 用跨采 I 作面使巷道得到卸载	巷道布置地点及掘进时间可不受限制, 但要增加与采用卸载措施有关的额外费用

第二节 巷道支护及其材料

就上述介绍的几种巷道矿压控制方法进行比较, 依靠支架对付矿压并不是很理想的办法。就煤矿实际情况而言, 几乎井下每条巷道都离不开支护, 因此目前对巷道进行支护仍是保证安全和正常生产的基本手段。

支护形式及支护材料的选择取决于巷道围岩性质、压力大小、巷道的服务年限、用途及巷道的断面形状等因素。

传统的巷道支护有木支护、石材及混凝土砌碹、矿工钢支护、U 形钢支护等。目前, 广泛采用的有锚杆支护以及喷射混凝土支护。

一、木材支架

木材支架常用的结构主要是梯形棚子, 棚子间距通常在 0.5~1.0m, 少数坚硬的巷道中也常采用带帽点柱。

木材支架的优点是重量轻, 加工容易, 对巷道条件的变化适应性大, 并有一定的支撑

能力，一般每米安设2架棚子时，支撑顶板的能力达到 $150\sim 200\text{kN/m}^2$ 。目前这种支架在一些矿区仍在使用，一般不作为主要支护形式，只在局部地段使用。

二、石材和混凝土砌碇

石材支护是以天然石材及人工石材为主要原料，并以水泥砂浆胶结而成的支护。它和混凝土砌碇支护主要用在服务时间较长且地压较大的井筒及主要巷道中，作为永久支护。

天然石材是从花岗岩、正长岩、玄武岩、石灰岩、砂岩等经加工而成的石料，通常称为料石。其外形尺寸大致为长 $250\sim 300\text{mm}$ ，宽 $200\sim 250\text{mm}$ ，厚 $150\sim 200\text{mm}$ ，重 $20\sim 40\text{kg}$ 。其使用寿命可达 $20\sim 30\text{a}$ ，在我国竖井井筒中使用较广。

人工石材包括：粘土坯烘烧而成的普通砖；混凝土浇制而成、重量在 35kg 以下的混凝土砖；混凝土加钢筋浇制成、重量在 35kg 以上的混凝土块。普通砖的标准尺寸为 $240\text{mm}\times 115\text{mm}\times 53\text{mm}$ 的长方形体；长方形常用来砌墙，弧形的、楔形的则常用来砌井壁或巷道的拱盖部分。

石材支护比木材支护坚固耐久，比混凝土支护砌筑的速度快，能及时承受地压。

混凝土是由水泥、砂子和碎石按一定比例混合加水制成的，通常按体积比例为水泥：砂子：碎石 $=1:2:4\sim 1:2:6$ 。水泥加水把砂子和碎石胶结在一起，成为坚固的整体。

石材及混凝土支护的基本形状在井筒中为圆形，在巷道中为直壁拱形(图7-1)。拱的作用是承受顶板的地压并传递到墙上。墙除承受从拱上传来的压力外，也可承受侧压力，并起防止围岩风化及阻挡地下水入侵等作用。基础是墙的支承座，它将所承受的荷重及其自重传到底板。充填物的作用在于使石材支护上的压力均匀分布，并避免围岩的局部冒落对支护产生冲击压力。混凝土支护则不需要充填物。

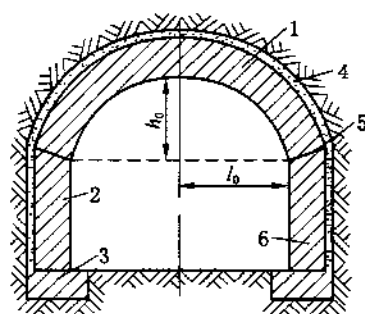


图7-1 石材支护的基本形状

1—拱；2—墙；3—基础；4—充填物；
5—护基；6—墙脚；
 h_0 —拱高； l_0 —拱的净半跨度

三、金属支架

金属支架(图7-2)主要用U形钢和矿用工字钢制造。两种型钢因使用目的不同而截面形状完全不同，U形钢是为制造可缩性支架而设计的，矿工钢多用于制造刚性支架。现场在大量使用矿工钢刚性支架的基础上，为适应围岩变形的要求，对工字钢刚性支架进行了某些改进，使之具有一定的可缩性。

金属支架的优点是具有承载能力大、可多次复用、储运方便、安装容易及迅速等优点，是采准巷道中使用时间最长的一种支护形式。采区巷道中常用的金属支架有矿用工字钢刚性支架、微拱形刚性金属支架、矿用工字钢梯形可缩性支架、U形钢拱形可缩性支架和U形钢梯形可缩性支架等。

1. 矿用工字钢刚性支架

刚性金属支架就是支架本身没有可缩性或可缩性很小的支架，主要架型有梯形、拱形和封闭形，其中梯形使用最多。

3 矿用工字钢梯形可缩性支架

国内研制矿工字钢梯形可缩性支架的单位很多,根据可缩结构的类型可分为:螺栓连接式、楔紧连接式和插底式3类。

矿用工字钢梯形可缩性支架承载能力为300~400kN/架,在顶梁下加中柱时可达400~500kN/架或更大(有时中柱可仅在回采动压剧烈影响带中架设),垂直可缩量多数在400~600mm之间,个别架型可达800mm,某些架型的水平可缩量为200~400mm,个别架型可达500~600mm,其适用的断面多在6.5~9m²。

平顶型可缩金属支架的加工制造容易,巷道掘进无需挑顶,有利于保持顶板完整性,其断面利用率比拱形支架高,支架的安装和回收较方便,可简化巷道与工作面连接处的支护工艺。且工字钢来源较广,支护费用较U形钢低,在某些条件下取得了较好的技术经济效益,故在采准巷道中仍有一定的推广应用价值。

4 U形钢拱形可缩性支架

U形钢拱形可缩性支架一般由顶梁、柱腿、连接件、架间拉杆、背衬材料等5部分组成。按支架节数分为3节、4节、5节,通常巷道断面较小、侧压不大时用3节,断面较大、侧压较大或围岩条件和外载变化较大时用4节,断面较大时用5节。按柱腿曲直情况分为直腿式和曲腿式2种;按拱的形状分为三心拱和半圆拱2类。按支架对称与否可分为对称性和非对称性支架。

U形钢拱形可缩性支架具有结构比较简单、承载能力较矿工字钢大、可缩性能较好、可用于大断面等优点,但使用时技术难度较大,初期投资高。此外,支架的运输、架设和回收不便,变形后修复困难,复用率低,每架成本比梯形工字钢支架高约1/2。一般只在原来已使用拱形支架经验和基础较好的大中型矿井中应用。

5. U形钢梯形可缩性支架

U形钢梯形可缩性支架可分为垂直可缩、水平可缩、双向可缩3种,其原理基本相同。

U形钢梯形可缩性金属支架在围岩中等稳定、巷道断面和围岩压力不太大的情况下有一定的优越性。

四、锚杆支护

锚杆支护是锚固在煤、岩体内维护围岩稳定的杆状结构物。它是一种主动支护形式,比被动支护具有支护工艺简单、支护效果好、支护成本低、施工方便等优点。

锚杆种类繁多,按锚固方式可分为粘结式、机械式、摩擦式;按锚固长度可分为全长锚固、端部锚固、加长锚固;按锚杆的工作特性可分为可拉伸锚杆与不可拉伸锚杆;按锚杆强度的大小可分为普通锚杆、高强锚杆、超高强锚杆。

(一) 普通圆钢粘结式锚杆

普通圆钢(Q235钢材)粘结式锚杆是目前应用较为广泛的锚杆型式,根据粘结剂不同可分为树脂药卷锚固和水泥药卷锚固,其锚固方式主要为端头锚固。

树脂药卷锚固锚杆由树脂胶囊、杆体、托盘和螺母等组成。为保证树脂与锚头的锚固强度,根据所需要的锚固长度,将锚固端拧成反麻花状,并设置挡圈,以防止树脂锚固剂由孔内流出而影响锚固强度。

树脂药卷锚固锚杆具有锚固效果好、可靠性高、使用方便、适用范围广等优点,锚杆

的锚固力主要由锚杆的直径、材质确定，其锚固力与高强度锚杆相比较低。

水泥药卷锚固锚杆由快硬水泥卷、杆体、托盘和螺母等组成。圆钢水泥锚杆的锚头形式主要有端部弯曲式、小麻花式、普通麻花式 and 端盘式。锚头最大宽度比钻孔直径小4~10mm。

(二) 可拉伸锚杆

可拉伸锚杆按基本原理可分为锚杆杆体可延伸和锚杆结构元件滑动可延伸。

1. 杆体可延伸锚杆

杆体可延伸锚杆的工作阻力是由杆体材质的力学特性决定的，锚杆的延伸量则是依靠杆体材质较大的延伸率提供的。图7-3和图7-4是两种典型的杆体可延伸锚杆。

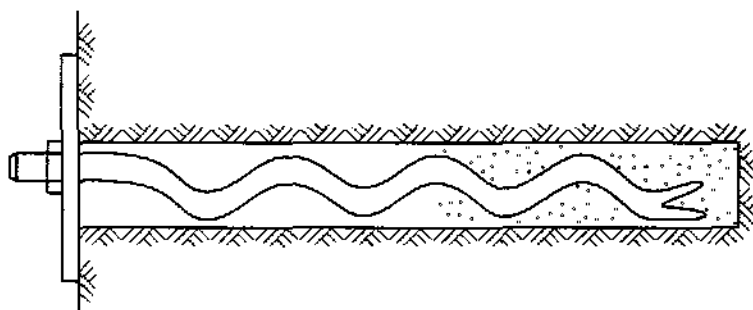


图7-3 杆体弯曲可延伸锚杆



图7-4 杆体可延伸增强锚杆

1—杆体；2—夹圈；3—锚头；4—丝杠；5—托盘；6—螺母

图7-3所示的锚杆是将普通碳素钢弯曲成波浪形而制成的。将其锚固在锚孔中后，围岩变形使杆体受拉，当杆体所受拉力达到一定数值时，杆体弯曲段被拉直，从而为锚杆提供一定工作阻力和一定的可缩量。

图7-4所示的锚杆材料为含碳、磷、硫较低、延伸率较大的圆钢（也可采用螺纹钢），通过对锚杆的锚尾进行强化热处理而制成。热处理使锚杆锚尾段的强度和硬度高于杆体，以保证锚杆在拉力作用下的断裂位置在杆体而不是在锚尾，从而充分利用首先屈服的杆体的较大塑性变形，以适应巷道围岩大变形的要求，并提高锚杆的整体强度。

2. 结构元件滑动可延伸锚杆

结构元件滑动可延伸锚杆的典型形式有滑动摩擦式、结构剪切滑动式、结构挤压滑动式。使杆体能够滑动的结构元件可设置在锚孔内，也可设置在孔口。图7-5为套筒摩擦式可延伸锚杆。

(三) 高强度和超高强度锚杆

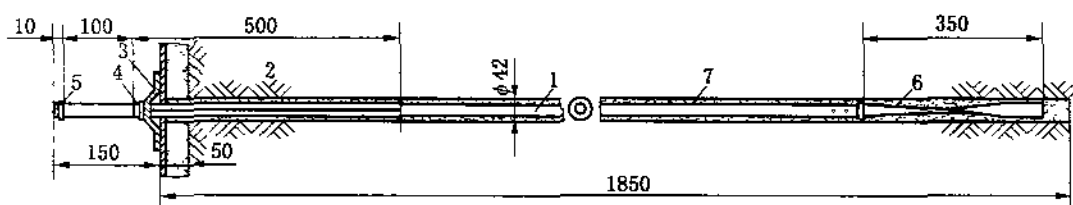


图 7-5 套筒摩擦式可延伸锚杆

1—钢管；2—厚壁套筒；3—凸形托板；4—套筒垫环；5—杆体垫环；6—硬木枕；7—木泥砂浆

长期以来，普通圆钢端锚锚杆是我国锚杆支护的主要形式，由于材料的屈服强度较低，限制了锚杆支护的大面积推广。为了提高锚杆支护的可靠性，近几年大力发展了高强度、超高强度锚杆。

锚杆的强度主要是由锚杆的材质、直径及有关附件确定。按照钢材屈服强度 σ_s ，可将锚杆分为3类： $\sigma_s < 340\text{MPa}$ ，为普通锚杆； $340\text{MPa} \leq \sigma_s < 600\text{MPa}$ ，为高强度锚杆； $\sigma_s \geq 600\text{MPa}$ ，为超高强度锚杆。

1. 高强度螺纹钢锚杆

高强度锚杆是用高强度螺纹钢制成，既可用于全长锚固也可用于端头锚固。对于全长树脂锚固的螺纹钢锚杆，主要由杆体、穹形球体、塑料增压垫圈、驱动螺母、托盘和树脂药卷组成。

2. 超高强度螺纹钢锚杆

超高强度螺纹钢锚杆是将整根普通螺纹钢锚杆（包括杆体和锚尾）通过合理的工艺方式和工艺参数，进行整体强化热处理而制成。超高强度螺纹钢锚杆的屈服强度可达703MPa，极限强度可达811MPa，延伸率可达21%。

使用高强度锚杆全长锚固不仅可以大大降低巷道的变形量，保证巷道安全可靠，而且可以适当增大锚杆的间排距，从而提高巷道掘进速度，降低支护成本。

（四）管缝式锚杆

管缝式锚杆的杆体是一根全长纵向开缝的长钢管，锚尾端部焊有一个用 $\phi 6 \sim 8\text{mm}$ 的圆钢弯成的挡环，杆体直径30~45mm，开缝宽度10~15mm，壁厚2.2~3mm。当将其打入比管径小1~3mm的钻孔后，钢管的弹性变形恢复力使其外壁与钻孔岩壁挤紧，并产生沿钢管全长的径向应力和轴向摩擦力，以阻止围岩变形，同时在围岩中产生一个压应力场，加固围岩。管缝锚杆具有全长锚固的特点，安装后立即提供预应力，其锚固力随围岩变形的加大而逐渐增加。

在实际应用中，管缝锚杆的锚固力往往难以得到可靠保证，特别是在动压巷道、巷道周边的破碎区较大时。另外，管缝锚杆遇水后易于锈蚀，也影响到锚杆的锚固力。因此，为保证管缝锚杆的安全可靠，一般只在生产地质条件较好、压力较小的巷道使用。

（五）可切割锚杆和可回收锚杆

在回采巷道两帮使用金属锚杆，会影响采煤机的正常割煤，因而国内外研制了不同种类的可切割锚杆。

1. 木锚杆和竹锚杆

木锚杆（木楔缝式锚杆）、竹锚杆是最经济的一种支护形式，主要用于围岩稳定及断面小或服务年限短的回采巷道两帮。该种锚杆可以机械锚固，也可以端头粘结锚固。

2. 玻璃纤维可切割锚杆

这类锚杆是以玻璃纤维为主要原料，采用合适的树脂配比而制成的。锚杆锚头采用树脂锚固剂锚固，锚尾为与普通圆钢锚杆锚尾相同的金属螺栓结构。

玻璃纤维可切割锚杆杆体由于增加了抗静电、抗阻燃材料，锚杆具有双抗特性，锚头为反麻花结构，可实现树脂锚固，锚尾为金属螺栓结构，螺母拧紧后可为煤帮提供一定的预紧力。

该锚杆主要用于回采巷道的煤帮支护，可切割，不影响工作面的正常推进，锚杆锚固力高（大于40kN），锚杆强度大。

3. 可回收锚杆

为进一步降低锚杆支护成本，国内外相继开发了多种形式的可回收锚杆，国内研制成一种可回收锚杆，该锚杆的杆体为普通圆钢，其两端加工成螺纹，安装锚杆前先在锚头安装一螺母，并通过两种高强度塑料楔锥体将锚头与锚孔底部孔壁固定。锚杆的锚固力由内、外塑料壳体与锚孔孔壁的摩擦力提供，锚固力一般不低于50kN，在采煤机割煤至锚杆前，旋转锚杆尾部，可回收杆体和托盘。

（六）桁架锚杆

桁架锚杆是组合锚杆的一种，主要由斜锚杆和水平拉杆组成。根据支护巷道断面的大小和顶板条件的不同，桁架锚杆可采用不同的形式，主要有单式桁架、复式桁架（在巷道跨度方向上由2~3套单式桁架锚杆组成）、交叉桁架（由单式桁架锚杆交叉形成十字形）、连续桁架（在巷道长度方向上通过结构将单式桁架锚杆或复式桁架锚杆连成整体）。

桁架锚杆的应用范围较广，可用于支护顶板完整或节理裂隙发育、破碎的回采巷道和断面较大或悬顶面积较大的硐室或巷道交岔点。

（七）组合锚杆

根据锚杆支护巷道围岩的地质情况，使用单体锚杆不能有效控制围岩时，常采用组合锚杆支护。组合锚杆由锚杆、钢带、护网、托盘等组合而成。

随着围岩地质情况的变化，锚杆的种类还很多，如水力膨胀锚杆、塑料膨胀金属锚杆等。

五、喷射混凝土支护

喷射混凝土支护是用喷射机将混凝土混合物喷射在岩石表面上硬化而成的一种支护。用干式喷射机喷射混凝土的工艺流程如图7-6所示。先将砂、石过筛，按配合比和水泥一同送入搅拌机内搅拌，然后用矿车将拌合料运送至工作面，经上料机装入以压缩空气为动力的喷射机，再经输料管吹送到喷头处与水混合后喷射在岩面上。

当岩体变形小、稳定性较好时，如果采用拱形断面，一般只需喷射混凝土，喷厚为50~150mm；当岩体变形较大时，混凝土喷层将不能有效地进行支护。实践证明，当喷层厚度超过150mm时，不但支护能力不能提高，而且支护成本明显提高，因此应选用锚喷联合支护。

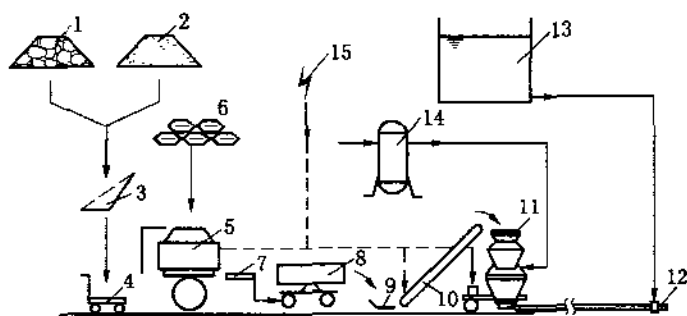


图 7-6 喷射混凝土的工艺流程

- 1 石子；2—砂子；3—筛子；4—磅秤；5—搅拌机 6—大袋，7—小袋；8—运料小车；
9—料盘；10—上料机；11—喷射机；12—喷嘴；13—水箱；14—风包；15—电源

六、锚喷支护

锚杆和喷射混凝土虽各有优点，但也都有不足之处。锚喷联合支护，恰能做到使两者取长补短、互为补充，是一种性能更好的支护形式。锚杆与其穿过的岩体形成承载加固拱，喷射混凝土的作用则在于封闭围岩，防止风化剥落，和围岩结合在一起，对锚杆间的表面岩石起支护作用。

喷射混凝土能有效控制锚杆间的石块掉落，但其本身是脆性的，当岩石变形大时，易开裂剥落。解决办法之一就是在喷射混凝土中加钢纤维，增加混凝土的抗弯性和韧性；另外就是在喷射混凝土之前敷设金属网，喷后成喷射混凝土层，提高了喷层的整体性，改善了喷层的抗拉性能，这就形成了锚喷网联合支护，能有效地支护松散破碎的软弱岩层。金属网用的钢筋直径一般为 6~12mm，钢筋间距一般为 200~400mm。



思考题

1. 什么是巷道围岩压力？其影响因素有哪些？
2. 简述巷道矿压控制的途径和方法。
3. 简述金属支架的类型及使用条件。
4. 简述喷射混凝土支护的特点。
5. 什么是锚杆支护？从锚固方式、锚固长度方面锚杆支护如何分类？
6. 试分析如何提高锚杆的延伸率。

第八章 水平及倾斜巷道掘进

第一节 巷道断面形状及尺寸

一、巷道断面形状选择

我国煤矿巷道常用的断面形状是梯形、矩形和直墙拱形（如半圆拱形、圆弧拱形、三心拱形，简称拱形），只是在特定的岩层和围岩压力条件下才选用不规则的形状（半梯形）、圆形、椭圆形、封闭拱形等。巷道断面形状如图8-1所示。

选择巷道断面形状必须综合考虑巷道围岩的性质、矿山压力的大小和方向；巷道的服务年限、用途及位置；巷道的支护方式和支护材料等因素。通常根据围岩性质、压力大小、巷道用途等确定巷道的支护方式和支护材料，支护方式确定后，巷道的断面形状也就大体确定了。

开拓巷道、准备巷道服务时间较长，通常开掘在煤层附近的岩石中，采用锚喷支护或砌碛支护，巷道的断面形状一般为拱形，三心拱、半圆拱或圆弧拱。

回采巷道的服务时间较短，通常开掘在煤层中，采用金属棚支护时，巷道的断面形状

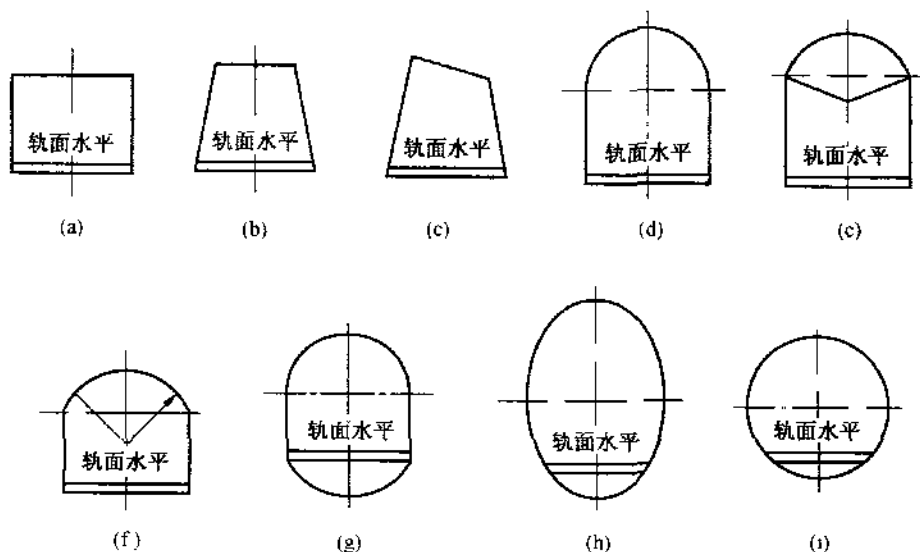


图8-1 巷道断面形状

a—矩形；b—梯形；c—半梯形；d—半圆拱形；e—圆弧拱形；f—三心拱形。

g—封闭拱形，h—椭圆形，i—圆形

通常为拱形或梯形；采用锚杆支护时，采用矩形。

在特别松软或膨胀性大的岩层中开掘巷道，当顶压、侧压都很大时，可采用曲墙拱形；底鼓严重时，可用带底拱的封闭拱形；四周压力都很大且不均匀时，可采用椭圆形；四周压力很大且比较均匀时，可采用圆形。

沿煤层顶板开掘的巷道，为了不破坏顶板，常根据煤层赋存情况，将巷道开掘成各种不规则形。

二、巷道断面尺寸的确定

《煤矿安全规程》规定，巷道净断面必须满足行人、运输、通风、安全设施、设备安装、检修和施工的需要。因此，巷道断面尺寸主要取决于巷道的用途；存放和通过它的机械、器材或运输设备的数量和规格；人行道宽度与各种安全间隙以及通过巷道的风量等。

设计巷道断面尺寸时，应根据上述诸因素和有关规程、规范的规定，首先定出巷道的净断面尺寸，并进行风速验算；其次，根据支架参数、道床参数计算出巷道的设计掘进断面尺寸，并按允许加大值（超挖值）计算出巷道的计算掘进断面尺寸；最后，按比例绘制包括水沟、墙角在内的巷道断面图，编制巷道特征表和每米巷道工程量及材料消耗量表。

现以梯形断面为例，说明巷道断面尺寸的确定步骤和方法（图8-2）。

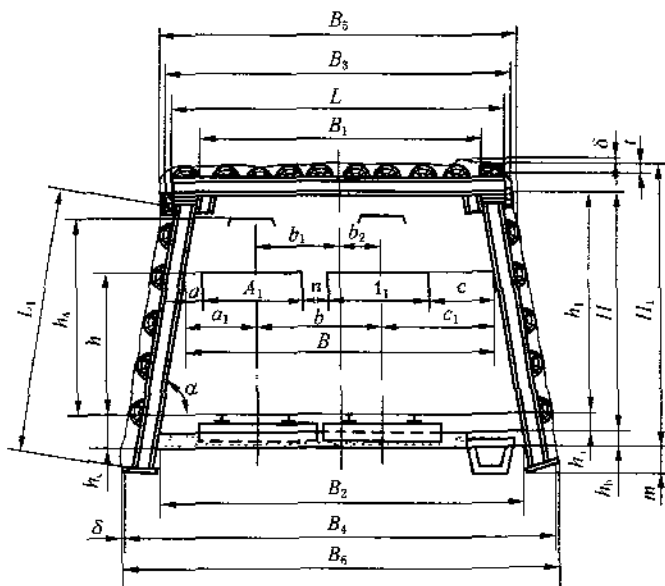


图8-2 梯形双轨巷道断面尺寸计算图

1. 巷道的净宽度

梯形巷道：当巷道内通行矿车、电机车时，巷道的净宽度为车辆顶面水平的巷道宽度；当巷道内不通行运输设备时，净宽度为底板起1.6m高水平的巷道宽度。

单轨巷道：

$$B = a + A + c \quad (8-1)$$

$$\text{双轨巷道:} \quad B = a + 2A + n + c \quad (8-2)$$

式中 a ——巷道不行人的一侧运输设备最突出部分与支护最突出部分的距离。一般不小于 200mm 或 250mm;

A ——所用电机车或矿车中最大的宽度,从运输设备规格表中可以查到,mm;

c ——巷道行人的一侧运输设备最突出部分与支护最突出部分的距离。一般不小于 700mm 以上;

n ——运输设备之间的最小间隙,不得小于 200mm。

为了满足施工的要求,巷道最小净宽一般是主要大巷为 2200mm,采区巷道为 2000mm。

巷道的净宽度必须满足从道碴面起 1.6m 的高度内,留有宽度不小于 0.8m 的人行道。在设计梯形巷道净宽时,常常采用根据标准顶梁的尺寸、棚腿斜角来推算巷道净宽度的办法,定出巷道的净宽度。

2. 巷道的净高度

梯形巷道的净高系指碴面或底板至顶梁或顶部喷层面、锚杆露出长度终端的高度。

$$\text{巷道设计计算掘进高度:} \quad H_1 = H' + t + d + h_b \quad (8-3)$$

$$\text{巷道计算掘进高度:} \quad H_2 = H_1 + \delta \quad (8-4)$$

$$\text{碴面起巷道沉实前的净高:} \quad H' = H + 100 \quad (8-5)$$

$$\text{碴面起巷道沉实后的净高:} \quad H = h_1 + h_a \quad (8-6)$$

$$\text{轨面起巷道沉实前的净高:} \quad h_1' = h_1 + 100 \quad (8-7)$$

式中 h_1 ——轨面起巷道沉实后的净高;

t ——背板厚度,计算掘进断面时取 25mm;

d ——坑木直径,若为金属棚子时取柱截面高度;

h_b ——道碴高度;

δ ——预留下沉量;

h_a ——轨面到道碴面高度。

3. 巷道的净断面积

梯形巷道的支架棚腿常有 80°左右倾角,所以有了巷道的净宽与净高,还要求出巷道顶板净宽 B_1 与底部净宽 B_2 ,然后才计算出巷道的净断面。

$$\text{梯形巷道净断面:} \quad S = (B_1 + B_2)H/2 \quad (8-8)$$

其中 $B_1 = B - 2(H - h - h_a)/\tan\alpha$

$$B_2 = B + 2H\tan\alpha$$

4. 风速校核净断面积

生产矿井的巷道通常兼作通风用,因此还应按照《煤矿安全规程》等规定的允许最大风速进行验算,即

$$v = \frac{Q}{S} \leq v_m \quad (8-9)$$

式中 v ——通过巷道风流的速度, m/s;

Q ——通过巷道的风量, m³/s;

S ——巷道的净断面积, m²;

v_m ——巷道允许通过的最高风速, m/s。

《煤矿工业设计规范》规定：矿井主要进风巷的风速一般不大于 6m/s ，输送机巷或采区风巷一般不大于 4m/s 。设计时，应在不违反《煤矿安全规程》的原则下，按规范要求确定巷道断面，以留有余地。

设计出的巷道净断面积，不符合上述风速要求的，须加大断面尺寸。

5. 巷道设计掘进断面积

巷道净尺寸加上支架、道床尺寸，便可得到巷道的设计掘进尺寸，进而求出巷道的掘进断面积。在实际工作中，爆破后的巷道表面不可能很光滑，会有一些凹凸不平的现象，因而实际掘进断面要比计算断面加大3%左右。掘进断面面积是计算巷道掘进工作量不可缺少的一个数据。

第二节 岩 巷 掘 进

岩巷掘进在我国煤矿目前主要仍采用钻眼爆破破岩法，它的主要工序包括打眼、装药放炮、工作面通风、装运岩石及巷道支护等作业。这些工序组成工作循环，不断重复这种循环，使巷道掘进不断向前推进。

上述工序中，除工作面通风外，都是巷道掘进的主要作业，其中打眼、清理岩石和巷道支护是最繁重的工序，所占时间比较长。工作面通风主要是为了排除爆破后的有毒气体和供给新鲜空气，是一种辅助作业。另外，架设保安用的临时支护，敷设各种管道、修筑排水沟、铺设轨道等，也都是掘进中的辅助作业。

一、钻眼爆破

(一) 工作面炮眼布置

掘进工作面的炮眼按用途和位置可分为掏槽眼、辅助眼和周边眼。其起爆顺序依次为掏槽眼、辅助眼和周边眼。影响炮眼布置的因素很多，主要由岩石性质和结构、巷道的断面形状和大小以及炸药的性能和装药量等。特别是井下地质条件往往变化大，故工作面的炮眼布置不能一成不变，必须根据具体情况进行布置和调整。

掏槽眼的作用是首先在工作面上将某一部分岩石破碎并抛出，在一个自由面的基础上蹦出第二个自由面来，为其他炮眼的爆破创造条件。按掏槽眼的方向可将掏槽眼的布置方式分为斜眼掏槽、直眼掏槽和混合式掏槽。

斜眼掏槽是一种最常见的掏槽方法，适用于各种岩石。其特点是可充分利用自由面，逐步扩大爆破范围，掏槽面积较大，适用于较大断面的巷道。炮眼布置如图8-3所示。

直眼掏槽是指所有掏槽眼都垂直于工作面，各炮眼之间保持平行，且眼距较小，深度不受限制，利于采用中、深孔爆破，爆破后的岩石块度均匀，一般都有不装药的空眼，增加爆破时的附加自由面。

混合式掏槽是以直眼掏槽为主并吸收斜眼掏槽的优点而发展起来的一种掏槽方式，目的在于加强直眼掏槽的抛渣力和提高炮眼的利用率。

辅助眼又称崩落眼，是大量崩落岩石和继续扩大掏槽的炮眼。周边眼是爆落巷道周边岩石，最终形成巷道断面设计轮廓的炮眼。

(二) 爆破参数的确定

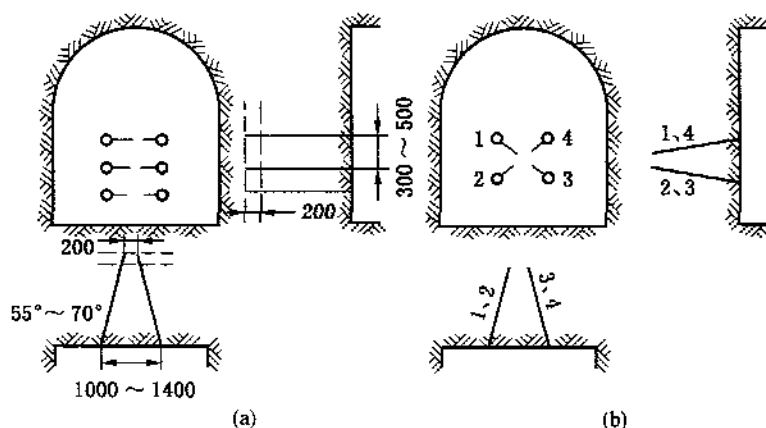


图8-3 斜眼掏槽炮眼布置图

a—楔形掏槽；b—锥形掏槽

1. 炸药消耗量

见第六章第三节。

2. 炮眼直径

炮眼直径是根据药包直径来确定的。一般的标准药卷直径为32mm及35mm，炮眼直径要比药卷直径大4~7mm，这样炮眼直径就是36~42mm。

3. 炮眼深度

合理的炮眼深度确定的依据是：炮眼利用率比较高（一般不低于85%~90%）；钻眼和掘进速度快；巷道掘进成本低。

4. 炮眼数目

炮眼数目的多少，直接影响爆下的岩块和爆破后的巷道轮廓。

炮眼数目可以按照一个循环的总装药量平均装入所有炮眼的原则进行估算，作为实际排列炮眼的参考。

（三）装药结构与起爆

掏槽眼与辅助眼的装药结构，有正向连续装药（图8-4a）与反向连续装药（图8-4b）两种。周边眼应采用不耦合装药，使用直径为25mm的药卷，如图8-4c所示。另外，根据我国的经验，在无小直径药卷时，可采用单段空气柱式装药，如图8-4d所示，它用于眼深2.0~2.5m为宜。当眼深接近3.0m或在3.0m以上时，则应采用如图8-4e所示的空气间隔分段装药结构。

在煤矿巷道掘进中，最好使用多段毫秒雷管，按照规定的起爆顺序全断面一次起爆。

（四）钻眼工作

1. 定向工作

为了在工作面正确布置炮眼和掌握巷道掘进方向和坡度，钻眼前应检查巷道的中线和腰线。

利用矿用激光指向仪指示中线位置既准确又省时。激光指向仪固定在距工作面100m

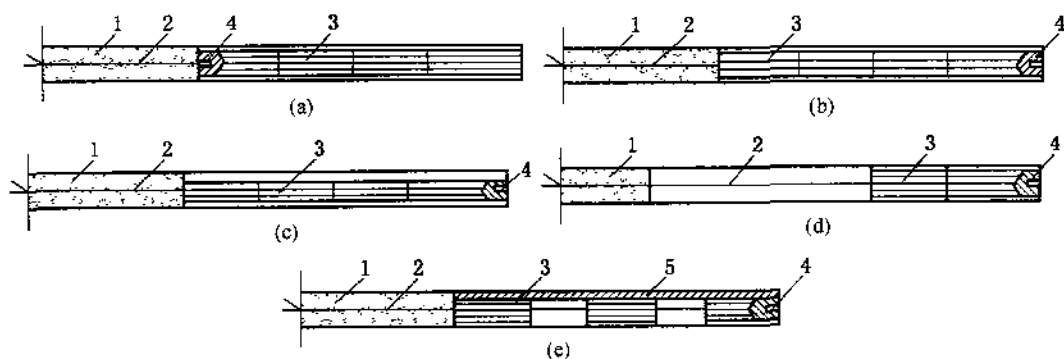


图8-4 装药结构

- a 正向连续装药；b—反向连续装药；c—小直径药卷反向连续装药；
d—半段空气柱式装药，e—空气间隔分段装药；
1—炮泥；2—脚线；3 药卷；4—雷管；5—导爆索

远的巷道中线位置上，激光光束在工作面岩壁上显现的红光点就为中线位置。掘进时，根据它既可确定炮眼位置，又可确定腰线位置。

2. 多台凿岩机工作

为缩短钻眼总时间，快速组织施工，在采用气腿式凿岩机钻眼时，一般多采用多台凿岩机平行作业，在中硬岩石中可按 $1.5 \sim 2.0 \text{m}^2$ 配备1台，在坚硬岩石中可按 $1.0 \sim 1.5 \text{m}^2$ 配备1台的标准确定，并采取图8-5所示的方式布置风、水管路，以便每个管路互不干扰。

3. 钻眼工作的机械化

随着高速高频凿岩机和中深孔爆破方法的应用以及光面爆破的推广，为进一步提高钻眼效率、降低劳动强度和实现快速掘进的迫切需要，在岩巷掘进中正在积极推广应用凿岩

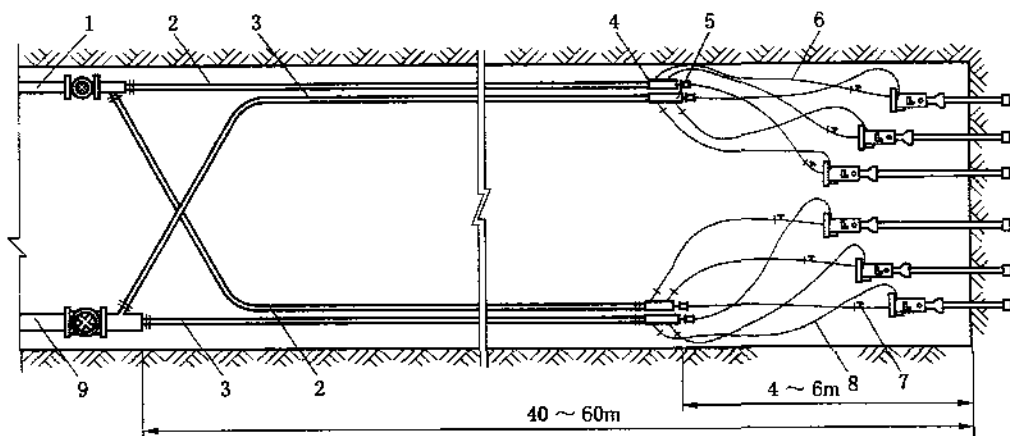


图8-5 工作面风水管路布置

- 1—供水干管 ($\phi 25 \sim 50 \text{mm}$)；2—集中供水胶管 ($\phi 25 \text{mm}$)；3—集中供风胶管 ($\phi 38 \sim 50 \text{mm}$)；
4—分水器；5—分风器；6—供水小胶管 ($\phi 12 \text{mm}$)；7 水管接头；
8—供风小胶管 ($\phi 18 \sim 25 \text{mm}$)；9—压风干管 ($\phi 100 \sim 150 \text{mm}$)

台车及凿岩联合机组。

采用凿岩台车并配以重型凿岩机钻眼，具有凿岩速度快、作业人员少、钻眼效率高、劳动强度低、钻眼质量高等优点。但钻眼与装岩不能平行作业，凿岩台车与装岩机更换进出工作面的时间较长，只在双轨大断面巷道中才便于使用。

采用钻装机并配以重型凿岩机钻眼，除具备凿岩台车的全部优点外，由于它本身带有装岩设备，实现了钻眼、装岩综合机械化，同时一机多用，可提高设备利用率，但钻装机结构比较复杂，作业环节多，目前只在一些大型矿山使用。

二、装岩与调车

装岩与调车是巷道掘进中比较繁重的工作，一般情况下装岩时间约占掘进循环时间的35%~50%，个别情况甚至达到75%。因此，提高装岩机械化水平及其生产率是实现快速掘进的主要措施。

目前，国内已生产出各种类型的装岩设备及转载设备，并逐步完善和配套，组成各种形式的掘进机械化作业线。

（一）岩石装载设备

岩石装载机的类型很多，其中主要有铲斗装岩机、耙斗装岩机、蟹爪式装岩机等。

1. 铲斗装岩机

铲斗装岩机是我国使用较多的一种机械，按卸载方式有侧卸式和后卸式2种。它们的工作原理和主要组成部分基本相同，一般包括铲斗、行走、操纵、动力等几个主要部分，工作过程为间歇式。目前，Z-20B、ZLC-60型是我国广泛采用的2种装载机类型。

Z-20B型铲斗装岩机是我国煤矿广泛采用的后卸式铲斗装岩机，如图8-6所示。

Z-20B型后卸式铲斗装岩机可供井卜平巷和倾角在8°以下的斜巷掘进装岩，适用于断面7m²以上的巷道，最大卸载高度2.18m，矸石块度最大不超过200~250mm。

ZLC-60型铲斗侧卸式装载机也是我国广泛采用的一种装岩机，如图8-7所示。该机适用于宽度大于或等于4m、高度大于或等于3.5m的巷道。这种装载机是正面铲取岩石，在设备前方侧转卸载，行走方式为履带式。它与后卸式铲斗装岩机比较，铲斗插入力大、斗容大、提升距离短，履带行走机动性好，装载宽度受限制小，铲斗可兼作活动平台，适用于安装锚杆和挑顶等；但履带在软岩上行走困难，结构较复杂，维修保养要求高。

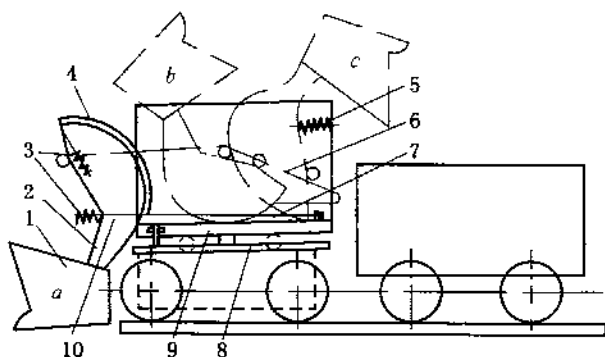


图8-6 Z-20B型后卸式铲斗装岩机构造示意图

1—铲斗；2—斗柄；3—弹簧；4—稳绳；5—缓冲弹簧；6—提升绳索；7—斗柄；8—回转底盘；9—回转台；10—稳绳

容大、提升距离短，履带行走机动性好，装载宽度受限制小，铲斗可兼作活动平台，适用于安装锚杆和挑顶等；但履带在软岩上行走困难，结构较复杂，维修保养要求高。

2. 耙斗装岩机

耙斗装岩机结构简单，以电为动力，在水平巷道装岩和倾斜巷道及弯道装岩中都得到广泛应用，是我国目前在岩巷掘进中主要的装岩机之一。按传动方式不同，耙斗装岩机分为行星轮式和摩擦式2种。

耙斗装岩机的外形如图8-8所

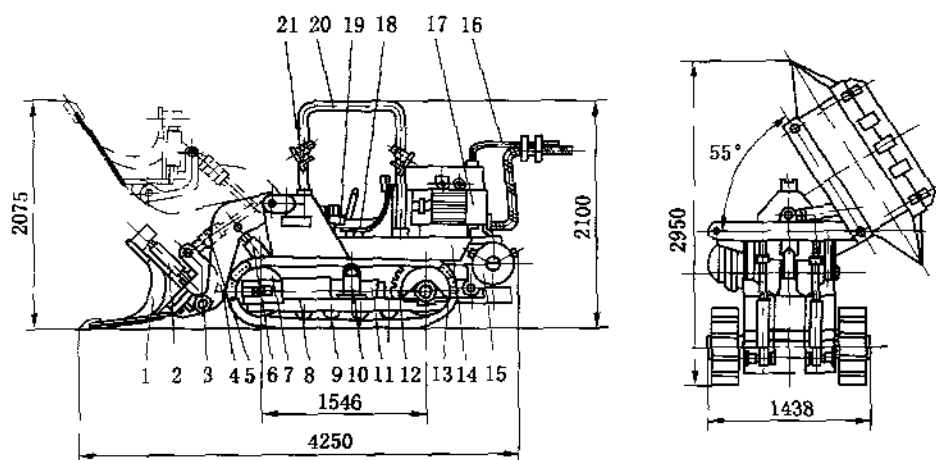


图8-7 ZLC-60 型单斗式装载机

- 1—斗；2—钢丝绳；3—斗座；4—滚筒；5—托轮；6—钢丝绳缸；7—钢丝绳；8—滚筒架；9—钢丝绳；10—托轮；11—钢丝绳架；12—驱动轮；13—滚筒；14—钢丝绳架；15—钢丝绳；16—钢丝绳；17—钢丝绳；18—钢丝绳；19—钢丝绳；20—钢丝绳；21—钢丝绳；22—钢丝绳；23—钢丝绳。

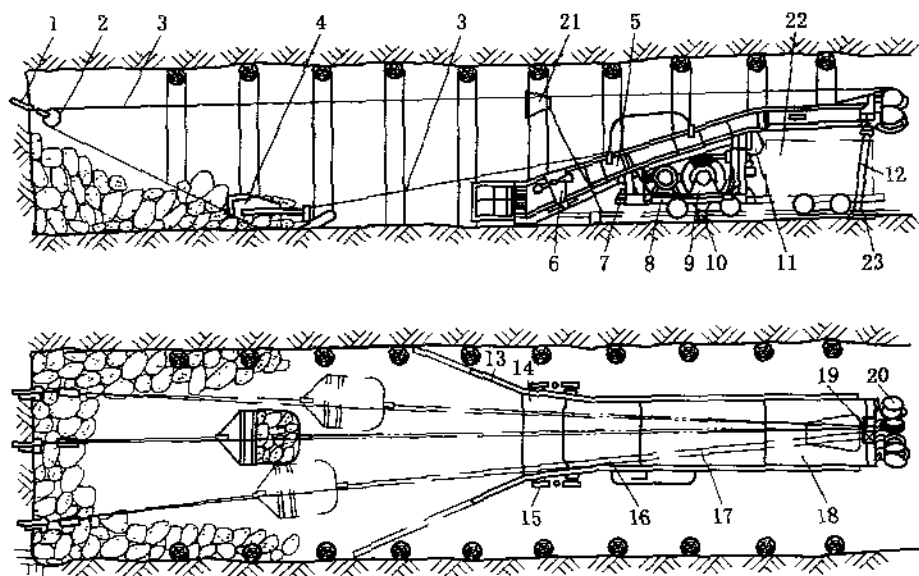


图8-8 耙斗装岩机外形图

- 1—斗；2—钢丝绳；3—斗座；4—滚筒；5—托轮；6—钢丝绳缸；7—钢丝绳；8—滚筒架；9—钢丝绳；10—托轮；11—钢丝绳架；12—驱动轮；13—滚筒；14—钢丝绳架；15—钢丝绳；16—钢丝绳；17—钢丝绳；18—钢丝绳；19—钢丝绳；20—钢丝绳；21—钢丝绳；22—钢丝绳；23—钢丝绳。

示，它是由耙斗、绞车、台车及槽子等部分组成。耙斗与钢丝绳链接，由绞车牵引，经过槽子往复耙取岩石，将岩石卸入放置在机尾下的矿车内。

耙斗装岩机的传动系统如图8-9所示。

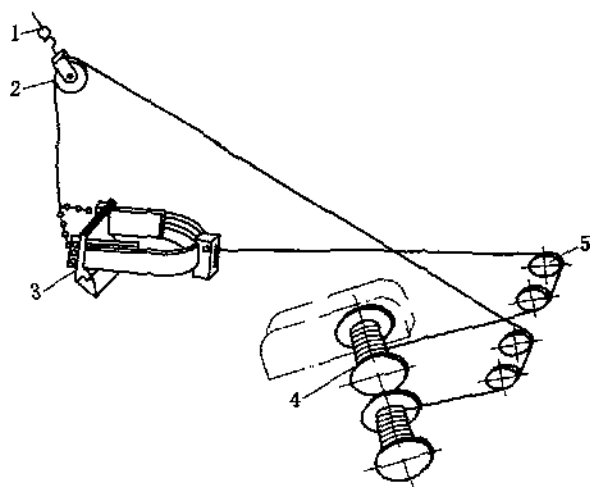


图8-9 耙斗装岩机的传动系统

1—挂环；2—尾轮；3—耙斗；4—滚筒；5—导向轮

3. 蟹爪式装岩机

蟹爪式装岩机主要由蟹爪、履带行走部分、转载输送机、液压系统和电气系统等组成。其特点是蟹爪能连续扒取岩石，通过刮板输送机和胶带输送机装入矿车，而且装载时粉尘较小。装岩时，装岩机低速前进，将倾斜的装岩平台插入岩堆，开动耙爪即可连续把岩石经装岩平台扒送上刮板输送机，经胶带输送机卸入机尾运输容器内。ZS-60型蟹爪式装岩机的结构如图8-10所示。

(二) 调车方法及转载设备

掘进工作面的岩石装入矿车以后，需要及时把岩石运走，并把空矿车运到工作面，由装岩机继续装岩。空矿车不运到工作面，装岩机就要暂时停止工作。因此，空、重矿车的调动是影响装岩效率的重要因素，必须简化调车方式，缩短调车时间。

常用调车方法有固定错车道调车法、浮放道岔调车法等几种。

1. 固定错车道调车法

如图8-11所示。这种调车方法简单易行，可以使用电机车调车，或辅以人力。但其错车常不能紧跟工作面，移动一次比较麻烦，调车距离较大，调车时间较长；装岩机的工时利用率只有20%~30%；在单轨巷道中，还需加宽一部分巷道来安设错车道岔。这种调车方法常使用在工程量不大、工期要求较缓的工程。

2. 浮放道岔调车法

浮放道岔调车法适用在巷道断面大于 5m^2 、巷道宽度可以通过2辆矿车的条件。它是利用已加工好的双轨道岔（图8-12）浮放在单轨轨道的任何一个位置上，代替了错车道调车方法中的固定道岔。装岩时，机车先把整列矿车推到双轨浮放道岔的一侧轨道上，待全部矿车装满后，用机车将整列重矿车拉出。这种方法不仅节省了扩巷工程，而且浮放道岔容易安装与移动，调车距离短，调车方法简单。

3. 转载输送机

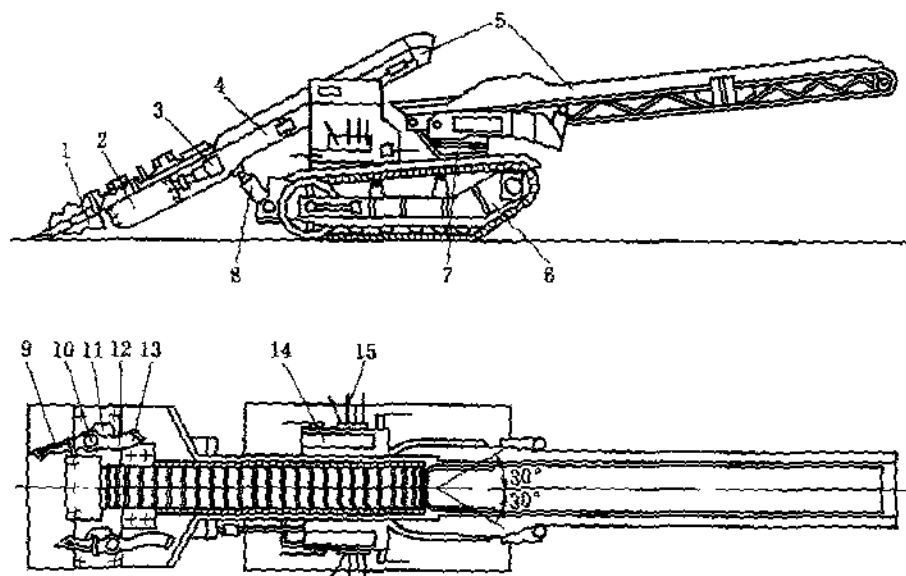


图8-10 ZS-60型蟹爪式装载机

1—蟹爪装载机；2—减速机；3—液压马达；4—机头架；5—转载输送机（刮板输送机及胶带输送机）。

6—行走机构；7—回带台；8—升降油缸；9—耙杆；10—销轴；11—主动圆轴；12—张紧导杆；

13—固定销轴；14—电气装置；15—液压操纵装置

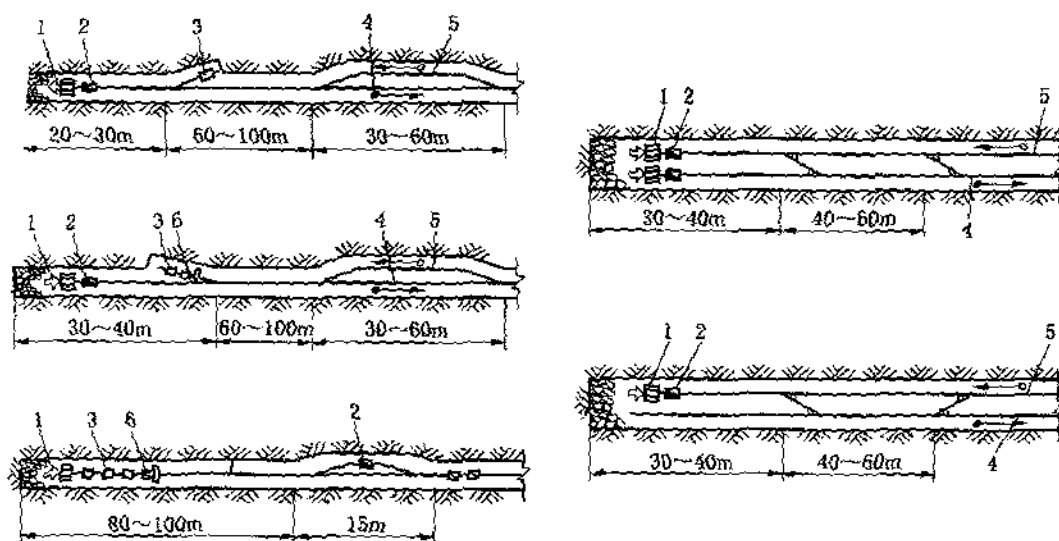


图8-11 固定车场

1—装载机；2—矿车；3—空车；4—重车线；5—空车线；6—电机车

转载输送机是普通胶带或刮板类的运输设备，有悬挂式、支架式，有的还自带行车设备。

装岩前，可将一列空车存放在输送机的下面，等所有的车辆都装满后，由电机车

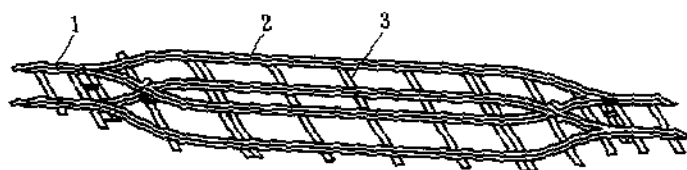


图8-12 单轨浮放双轨道岔

1—道岔；2—浮放轨道；3—支撑装置

一次拉出。由于转载设备不能过长，所以它下面存放的矿车数不能很多，在实践中可采用反复调车的方法，能增加连续装车的数目，如图8-13所示。

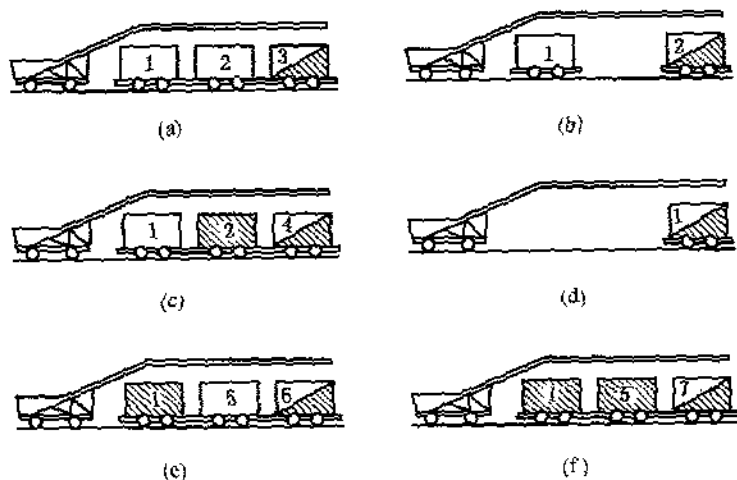


图8-13 胶带转载机连续装岩调车方法示意图

1、2、3、4、5、6、7—矿车初始排列顺序；a、b、c、d、e、f—调车步骤序号

4. 梭式矿车

梭式矿车是底部带有输送机的特殊矿车。它的容积有 2.5m^3 、 3.5m^3 、 7m^3 等几种，如图8-14所示。

梭式矿车工作时，由装岩机向矿车一端装岩，可拆的人字形板能灵活地从矿车一端移向另一端，岩石在人字形板后由输送机向另一端输送，装载板紧随输送机的推进而移动。根据工作面的条件，可以一次进一台梭车，亦可把梭车搭接组列使用，一次将工作面爆落的岩石装走。

三、岩石平巷掘进机械化作业线

为减轻笨重的体力劳动，保证施工能获得持续高速度、高效率，并获得合理的技术经济指标，通常把岩巷掘进中的主要工序钻眼、装载、调车、运输等，选用合适的机械设备组成机械化作业线。目前常用或取得一定成效的机械化作业线有以下几种：

(1) 多台气腿式凿岩机钻眼—铲斗后卸式或耙斗式装载机装岩—固定错车场或浮放道岔或调车器调车—矿车及电机车运输。这种作业线简单易行，但机械化程度较低，在我国煤矿应用最多。

(2) 多台气腿式凿岩机钻眼—铲斗侧卸式或耙斗式装载机装岩—带式转载机转载—矿车及电机车运输。这种作业线与上述第一条作业线相比，通过增加胶带转载机来实现快速掘进。

(3) 多台气腿式凿岩机钻眼—蟹爪式装载机或耙斗式装载机装岩—梭式矿车转运—电机车牵引。这种作业线以采用梭式矿车来实现快速掘进，但必须有直接卸载条件，设备较复杂。

(4) 由凿岩台车钻眼—铲斗侧卸式装载机装岩—带式转载机转载—矿车及电机车运输。这种作业线提高了钻眼机械化水平，加快了凿岩速度，适用于大断面岩石巷道（12m²以上）掘进。

(5) 钻装机钻眼与装岩—带式转载机转载—矿车及电机车运输。这种作业线实现了钻眼、装岩综合机械化，不需花费凿岩台车与装载机更换进出的调动时间。

钻装机一机多能，既能钻眼又能装岩，还能打锚杆眼，我国习惯称它为钻装锚机。图8-15为ZZM8-12型钻装锚机组。

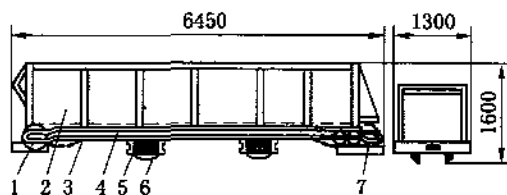


图8-14 梭式矿车

1—带式输送机转载轮；2—斗；3—传动轮；4—底盘
5—车轮底座；6—斗；7—减速装置

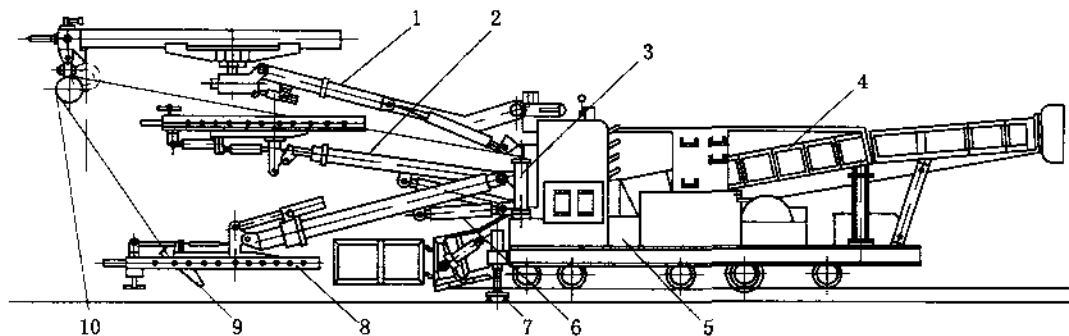


图8-15 ZZM8-12型钻装锚机组

1—钻头；2—钻杆；3—钻杆夹持器；4—钻杆；5—底盘；6—钻杆夹持器；
7—钻杆夹持器；8—钻杆夹持器；9—钻杆；10—钻杆

(6) 岩巷掘进机。岩巷掘进机是采用机械破岩，并能实现破岩、装岩、转载、临时支护、喷雾防尘诸工序的一种联合机组，也称联合掘进机。

岩巷掘进机与钻眼爆破法相比较，具有机械化程度高、速度快、成巷质量好、节省人力、效率高、对围岩破坏影响小、支护容易、工作安全等优点。它的缺点是：设备重量大，动力耗量大，刀具寿命短，造价昂贵，工程成本高，机器安装、检修、拆除工作量大，只

适用于较长的直巷道及曲率半径很大的拐弯巷道。它不适用于多变岩层，特别遇到涌水量大、断层破碎带等复杂地质条件时适应性更差，至今采用很少。

第三节 煤及半煤岩巷掘进

沿煤层掘进的巷道，如果在掘进断面中煤层占 $4/5$ 以上者（包括 $4/5$ 在内），称为煤巷。

当巷道在薄煤层中掘进时，为保证巷道的使用高度，必须挑顶或卧底掘进，因而在巷道掘进断面上同时有煤层和岩层。当岩层（包括夹石层）占掘进工作面面积的 $1/5 \sim 4/5$ 时，即称半煤岩巷道。

煤及半煤岩巷在掘进过程中所遇到的煤层及煤层顶、底板岩石强度一般较低，掘进容易，但稳定性较差，尤其是采区巷道中煤及半煤岩巷道还受动压影响。因此，在掘进中要注意管理好顶板，同时还要根据巷道的服务年限、矿山压力大小以及围岩稳定性分类，合理地选择支护方式。

一、煤巷掘进

（一）破煤方法

由于煤比岩石软，故掘进煤巷中破煤方法除钻眼爆破落煤法外，还可以风镐落煤、掘进机械落煤以及水力落煤。

1. 钻眼爆破破煤法

煤巷掘进时的炮眼深度一般在 $1.5 \sim 2.5\text{m}$ ，炮眼布置和岩巷基本相同，多数情况下设置楔形掏槽和钏形掏槽。为防止崩倒支架，掏槽眼多位于工作面的中下部。当煤巷掘进中有较软煤带时，掏槽眼应布置在此软煤带内，可用扇形和半楔形掏槽；若炮眼较深，可以用复式掏槽。如图8-16所示。

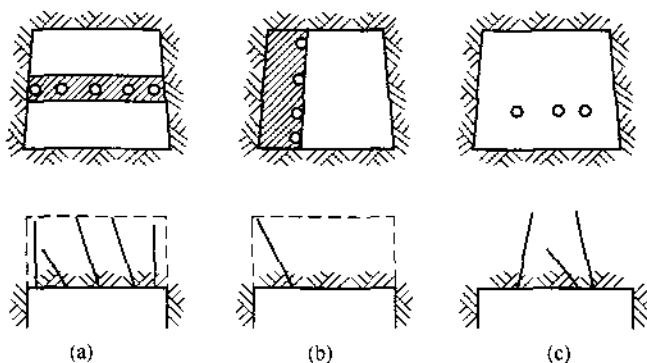


图8-16 煤巷掘进的掏槽方法

a—扇形掏槽；b—半楔形掏槽；c—复式掏槽

2. 风镐破煤

风镐破煤是一种简单易行的方法，所需设备少，并能减少瓦斯爆炸的危险，也有利于通风。因此，在巷道顶板破碎或煤质松软易于塌落的巷道，以及虽经通风而瓦斯浓度仍降不到允许爆破浓度时，用风镐落煤就比较合适。

（二）装煤方法

煤巷掘进时，装煤工作是一项主要的工序，人力装煤工作既繁重又不能持久。为此，我国在煤巷掘进中广泛采用了各种装煤设备，其中ZMY型装煤机使用最多，其外形如图8-17所示。它是由蟹爪、可弯曲的刮板输送机及履带行走部分等组成。该装煤机适用于断面 8m^2 以上、净高在 1.6m 以上的煤巷及 10° 以内的斜巷。

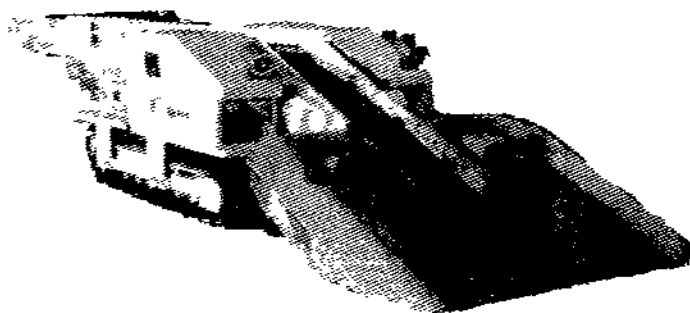


图8-17 ZMY型装煤机

ZMY型装煤机也可用在半煤岩巷道中，但煤和岩石最好分装，因为机器是按装煤设计的，装岩时必须注意减轻其负荷，以利于机器安全运转。

耙斗装岩机不但可用于岩巷装岩，同样可用于煤巷装煤，效果很好。

对于断面较小的煤巷，各矿也自制了一些小型装煤机械，不但减轻了工人体力劳动，也比人工装车效率提高几倍。

（三）支护工作

煤巷大多是邻近工作面，由于煤层强度较低以及矿山压力的影响，巷道围岩变形以及支架受力均较大，往往巷道的维护十分困难。但巷道的服务时间一般较短，因此必须根据巷道围岩的特点选择合理的支护方式。

针对受采动影响的巷道压力大、岩石移动和变形速度大的特点，目前在国内外积极推广应用了各种类型的锚杆支护，取得了较好的效果。

在围岩极其破碎、不宜采用锚杆支护时，使用U形钢可缩性支架较为理想。

如巷道服务时间较长或煤壁易风化时，则可在安设锚杆后，再对煤壁进行喷浆处理。

在一些生产能力较小的矿山，梯形T字钢支架曾经使用，现已逐步被淘汰。

二、半煤岩巷道掘进

结合巷道用途及沿薄煤层掘进的特点，掘进半煤岩巷道必须考虑煤层与巷道的位置关系、正确的炮眼布置方法、合理的施工组织。

1. 巷道位置的选择

半煤岩巷道掘进时，采面位置有挑顶、卧底、挑顶兼卧底3种情况，如图8-18所示。采用那种位置为宜，应综合考虑生产要求、便于维护和施工难易等因素。在多数情况

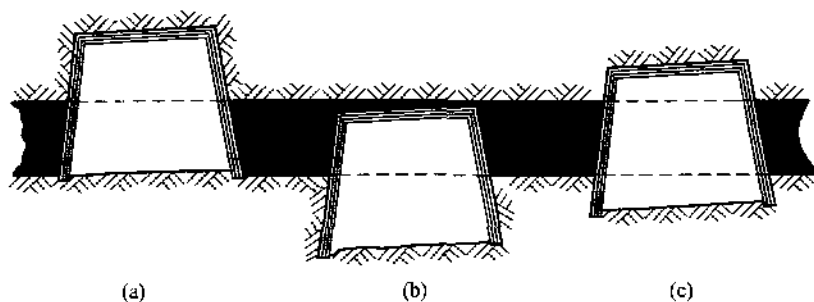


图8-18 半煤岩巷道采石位置的3种情况

a—挑顶；b—卧底；c—挑顶兼卧底

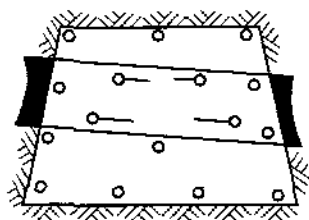


图8-19 半煤岩巷道工作面
炮眼布置一例

下，应尽可能不要挑顶而是卧底，以保证顶板的完整性和稳定性。只有煤层具有薄层伪顶式，才采用挑顶。

2. 炮眼布置特点

由于煤层较软，所以掏槽眼一般布置在煤层部分，图8-19为某矿半煤岩巷道工作面炮眼布置一例。

在半煤岩巷道选择钻机时，尽量做到动力单一，也可选用2种不同动力的钻机。

3 施工组织特点

半煤岩巷道的施工组织有两种形式：①煤、岩不分，全断面掘进；②分掘分运的组织形式，即先掘运煤，再掘运岩石。

前一种方式组织简单，能加快掘进速度，但所出的煤灰分很高，煤的损失也很大，这种施工组织用在厚度小于0.5m、煤质不佳的半煤岩巷道较为合适。后一种方式保证了煤的质量，但工作组织复杂，影响了掘进速度。

三、煤及半煤岩巷道联合掘进机掘进

煤及半煤岩巷道联合掘进机能够破煤、装煤，并将煤转运到运输设备上，具有工序少、速度快、效率高、质量好、施工安全、劳动强度小等优点。随着锚杆支护的应用，这种掘进方式已在我国大中型煤矿中得到了推广应用。

煤及半煤岩巷道联合掘进机由截割机构、装运机构、行走机构、转载机构、拖梁器、喷雾系统、液压系统、机电控系统等组成。图8-20为 $\phi 55$ 型煤及半煤岩联合掘进机。

四、煤巷施工机械化作业线

煤巷施工中采用掘进机掘进，再加上与之相适应的机械运输设备与其配套形成一条机械化作业线，是加快煤巷掘进速度和提高劳动生产率的根本途径。目前，常用的配套方式有以下几种：

(1) 掘进机——链板输送机机械化作业线。掘进机截割下来的煤（岩）通过装载机构经胶带转载机卸给其下方的链板输送机，并经链板输送机输送后，再卸载到煤仓或其他运



图 8-20 S55 型煤及半煤岩联合掘进机

输设备上，这样可保证截割下来的煤不间断地运出，掘进机向前掘进一段距离后，链板输送机即在停机支护的时间内接长一段。因此，该作业线在机器工作时能连续运输，但需要频繁接长链板机，存在间断运输、劳动强度大、占用人员较多的缺点。

(2) 掘进机——带式转载机——链板输送机机械化作业线。该作业线与上一种作业线相比，在掘进机后面增加了 1 台胶带转载机，可以减少链板机的接长次数。

(3) 掘进机——带式转载机——可伸缩双向带式输送机机械化作业线。该作业线可以长距离连续运输，并减少输送带伸长的次数，生产能力大，基本上可满足掘进机快速掘进的要求：带式输送机的上输送带运煤时，下输送带能同时向工作面运送材料，使上输送带出煤与下输送带运料形成一个运输系统，减少了辅助运料系统。

第四节 倾斜巷道施工的特点

一、上山掘进

(一) 炮眼布置

由于巷道具有向上倾斜的特点，易于出现巷道上飘现象，因此要求炮眼布置能使爆出的巷道倾斜角度符合规定。此外，放炮时要特别注意防止崩倒支架，所以多用底部掏槽。

倾斜巷道施工时，每向上掘进 75~100m，应设避炮硐。

(二) 通风工作

由于瓦斯轻于空气，易于积聚在上山工作面附近，尤其在沿高瓦斯煤层或其底板掘进时，更应注意加强工作面通风及瓦斯检查。

在瓦斯涌出量较大的矿井中，由下向上掘进上山时，隔一定距离就要用联络眼贯通，以利于通风，如图 8-21 所示。

使用局部通风机通风时，无论工作期间或交接班时都不准停风。如因检修、停电等原因停风时，都要撤出人员，切断电源，待恢复通风并检查瓦斯后，人员才可进入工作面。

(三) 装岩及提升运输工作

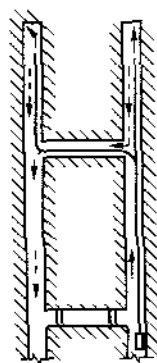


图 8-21 由下向上掘进的通风设施

沿倾斜施工，破碎后的煤、矸要运出，施工设备、工具及支护材料要运入，而上、下山的长度往往较长，倾斜角度又各不相同，因而要选择合适的提升、运输方案，以保证迅速安全地施工。

由上往下运送煤、矸的方式与上、下山的倾斜角度有关：当倾角大于 35° 时，煤、矸可沿巷道底板靠自重下滑； $25^\circ\sim 35^\circ$ 时可用铁溜槽； $14^\circ\sim 25^\circ$ 时可以采用搪瓷溜槽。利用溜槽运输比用刮板输送机安装、接长要方便得多，生产能力也大得多，但需要在巷道一侧设置挡板，防止煤、矸飞起伤人，并要在巷道下口设置临时贮矸仓，以便装车。这种运输方法产生粉尘较大，人工装载工作量也较繁重。

当双斜巷掘进时，如甲巷铺设刮板输送机，则乙巷可铺设轨道，用矿车向工作面运送材料。甲巷所需的材料，可通过甲、乙巷工作面最近的联络巷搬运过去。乙巷下运煤、矸，可直接装车下运，亦可用工作面短溜槽下放煤、矸，经铺设在联络巷的刮板输送机，转运至甲巷刮板输送机上，集中下运。

如系单巷掘进，亦可采用既铺设刮板输送机，又铺设轨道。

由下向上掘上、下山的装岩工作，比从上而下施工容易得多。

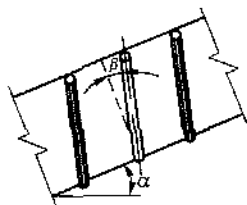


图8-22 上山支架
迎山角

装煤、岩时，除人工装刮板输送机或装车外，尚可使用机械装岩。如带蟹爪的ZMZ-17型装煤机可用于倾角小于 10° 以内的巷道。目前应用比较广泛的主要是耙斗装岩机，它可以用在 30° 以内的倾斜巷道，尤其在由下向上掘进时，装岩生产率很高。

(四) 支护工作特点

在倾斜巷道中，由于顶板岩石受重力的作用，有沿倾斜向下滑落的趋势，因而在架棚时棚腿要相对于顶、底板垂线向上倾斜一定角度，这个夹角称为迎山角（图8-22中 β 角），迎山角的数值取决于巷道的倾角及围岩的性质。当巷道倾角小于 $40^\circ\sim 45^\circ$ 时，一般每倾斜 $6^\circ\sim 8^\circ$ ，便应具有 1° 迎山角。当巷道倾角大于 $40^\circ\sim 45^\circ$ 时，支架之间需设撑木或拉条。采用锚杆支护时，顶板的锚杆应尽量做到垂直于顶板岩层面。

二、下山掘进

下山掘进有以下特点：

(1) 掘进下山时装载工作比较困难，目前多用人力，但用耙斗装岩的也为数不少。耙斗装岩机可用于倾角小于 35° 的下山装岩。

(2) 下山有向下的坡度，巷道内各处的涌水很自然地积存在工作面，因此掘进下山时一定要根据不同的情况，做好防排水工作，以免影响掘进工作进行。

(3) 在使用矿车运输时，有可能因为牵引装置的滑落或断绳引起跑车事故，所以在掘进工作面附近一定要有可靠的挡车器，以防止矿车自然滑下时不致冲击到工作面，保证工作面工人的安全。

第五节 硐室及交岔点的施工方法特点

一、硐室的施工方法

井下各种硐室的用途不同,其形状与规格相差很大。与巷道施工相比,硐室施工具有以下特点:硐室的长度一般较小,断面较大且多变化,故使用大型联合掘进机械难于施展,多数硐室内有设备基础、预留管缆沟槽以及安起重梁等项施工;一个硐室与其他硐室或巷道相连,要注意施工的安全;硐室的出入口一般较小,材料供应、出矸与通风、排水均较困难。

(一) 全断面一次掘进法

这种施工方法类似于巷道的一次成巷施工。由于断面大,可以采用大型机械设备,例如可使用供多台风钻同时钻眼的大型凿岩台车、大型装载机械和运输设备等。这种施工方法在岩层比较稳定时才能取得很好的技术经济效益。但在一般矿山条件下,只采用巷道施工的常规设备,钻上部炮眼就要采用蹬碴作业,装药联线则必须用梯子,爆破后处理浮石也较困难。因此,在常规设备条件下,全断面一次掘进的硐室高度以不超过4~5m为宜。

(二) 台阶工作面施工法

这种施工方法适用于岩层稳定或比较稳定的条件。由于硐室的高度较大不便于操作,于是将整个硐室分为便于工人操作的几个分层。它根据台阶工作面的布置方式可分为正台阶工作面和倒台阶工作面2种。正台阶工作面施工法,因其上分层工作面超前施工,也称为下行分层施工法;倒台阶工作面则称为上行分层施工法。

1. 正台阶工作面(下行分层)施工法

按硐室的高度,整个断面可分为2~3个分层,每分层的高度以1.8~2.5m为宜,最大不超过3m。

上分层工作面超前2~3m,下分层工作面可成坡状,以便溜放上分层矸石,在下分层用装岩机装岩。

采用锚喷支护时,可先打锚杆并喷50mm厚的水泥砂浆以临时封闭围岩。待掘20~30m后,就按设计规定厚度喷射混凝土永久支护。

如采用砌碇支护时,掘进上分层先用无腿金属棚作临时支护。砌碇工作有两种做法:一种是墙、拱的砌碇工作落后于下分层掘进1.5~2.5m;另一种是先拱后墙法,则加大上分层超前距,采用短段掘砌法先戴帽。下分层掘进后砌墙,使墙、拱成为一整体。

2. 倒台阶工作面(上行分层)施工法

在围岩坚固稳定时,下分层工作面超前3~5m,边掘边锚;上分层工作面利用挑顶的矸石做脚手架打锚杆。顶板岩石稳定时,掘进15m就应喷射混凝土,顶板不太稳定时,可边掘边锚及喷射混凝土。

需要砌碇的硐室,一般分为2层:下分层高度相当于设计墙高,超前量可以是4~6m,也可以更大;下分层掘进采用棚式临时支护,砌墙时将临时支护的柱腿撤出,并用抬棚子托住顶梁。

上分层的挑顶工作一般是在下分层掘砌完成后进行,挑顶后即应砌筑拱顶。

由上所述,正台阶工作面施工法工作安全可靠,而倒台阶工作面施工法效率较高。两种方法均要求围岩为 $f \geq 5$ 的比较稳定的岩层,但其中先拱后墙的正台阶工作面施工法适用范围更为广泛,在较松软的岩层中也能安全施工。

(三) 导洞施工法

导洞施工法是将整个洞室断面分为若干小断面进行顺序施工。它可分为顶部导洞施工法、上下导洞施工法及两侧导洞施工法。

两侧导洞施工法在煤矿中应用比较广泛,它是在松软岩层中安全施工的一种行之有效的方法。两侧导洞施工法就是从洞室的底部开始,在两侧墙部的位置开掘两条小导洞超前掘进,逐步向上施工(图8-23)。

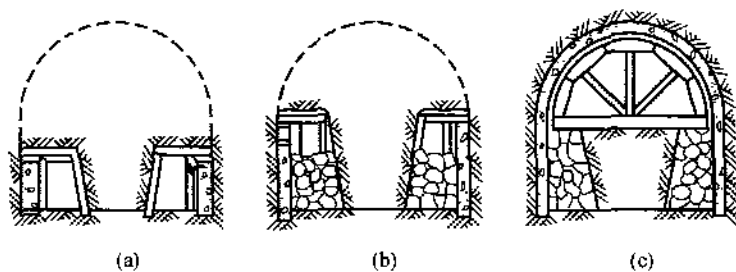


图8-23 两侧导洞施工法

二、交岔点的施工

交岔点系指巷道相交或分岔的地点。交岔点的类型如图8-24所示。交岔点应首先考虑采用锚喷支护,但在条件需要时亦可用料石或混凝土砌筑,简易交岔点还可以用木棚子或料石墙配合钢梁支护。在井底车场范围内的交岔点多用锚喷支护或用混凝土、料石砌筑。

交岔点按其结构可分为牛鼻子交岔点和穿尖交岔点,如图8-24所示。牛鼻子交岔点应

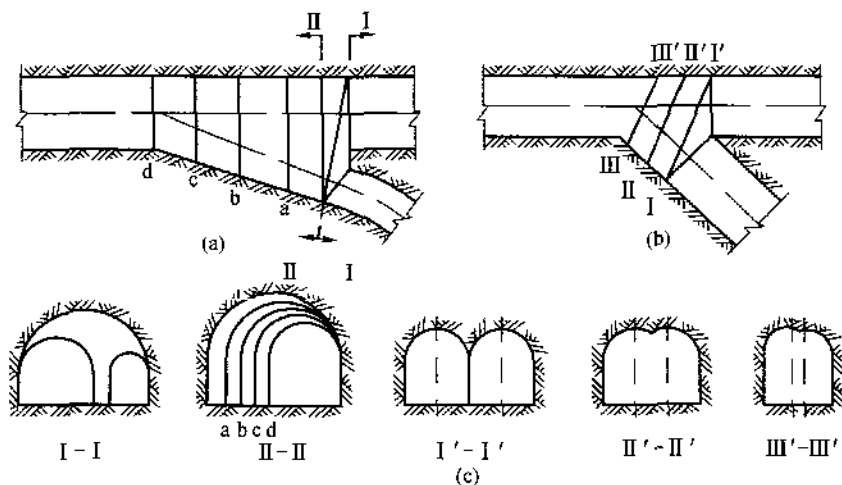


图8-24 牛鼻子交岔点和穿尖交岔点

a 牛鼻子交岔点; b 穿尖交岔点; c 断面

用比较广。穿尖交岔点又可称为象鼻子交岔点。穿尖交岔点的优点是长度短、拱部低,故工程量较小,施工较简单,通风阻力也较小;但是它的承载能力较低,多应用在岩层坚固稳定、最大宽度不超过5m且巷道转角大于 45° 的情况下。

交岔点的施工,在条件允许时应尽量做到一次成巷,或尽量缩短掘砌间隔的时间,以防止围岩松动。有时,在井底车场中为了服从施工组织总体安排,加速连锁工程的施工,当岩石条件较好时可以允许先掘其中一条巷道,然后再在前面巷道掘进的同时,进行交叉点的扩大与砌碛工作,要允许通过矿车以保证连锁工程的连续快速施工。



思考题

1. 巷道断面形状如何确定?
2. 简述巷道断面尺寸确定的步骤和方法。
3. 煤巷掘进与岩巷掘进相比在炮眼布置上有何特点?
4. 什么是半煤岩巷道?
5. 半煤岩巷道炮眼布置、施工组织有何特点?
6. 上山掘进与下山掘进相比,在炮眼布置、通风、装岩及提升运输、支护等方面有何特点?
7. 硐室的施工方法有几种?各有什么特点?
8. 交叉点的类型有几种?在施工过程中有何特点?

第九章 立井开凿

立井又称竖井。它是矿井井下通往地面的主要出口，是用来提升有用矿物、上下人员、下放材料设备和通风排水的垂直巷道。由于井筒的用途及井筒内布置的提升容器不同，立井可分为罐笼井、箕斗井和风井。

整个立井从上到下是由井颈、井身和井底3个基本部分组成（图9-1）。

井筒最上段直接通达地表，井壁需要加厚的部分称为井颈。一般情况下，井颈部分深度为15~20m，井颈壁厚为1.0~1.5m。

从井颈以下到井底车场水平以上这段井筒称为井身。它是井筒的主干部分，多位于基岩中；若表土层厚度较大，有一部分井身也可在表土层中。

井底车场水平以下的井筒部分叫做井底。井底的深度是由提升过卷高度、井底装备以及井底水窝要求确定的。罐笼井井底深度一般为10m左右；水平下装载时，箕斗井井底深度一般为35~75m。

井筒的深度取决于煤层的赋存条件和井田的开拓方式。目前，我国已有超千米的立井十几座。

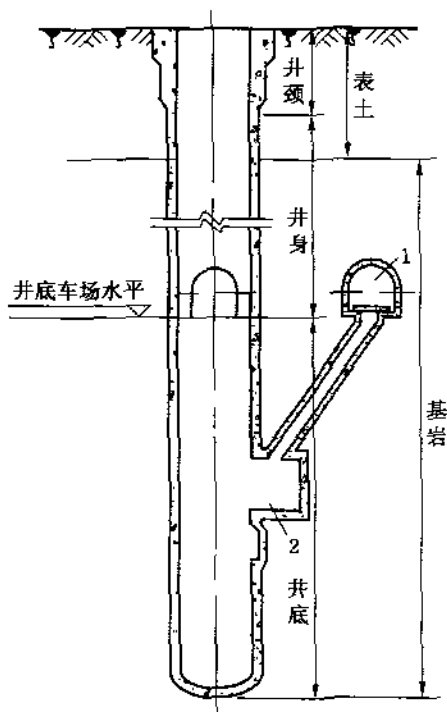


图9-1 立井井筒的组成

1—罐笼明室；2—装载硐室

第一节 立井断面形状与尺寸

一、立井断面形状

立井井筒断面分纵断面与横断面。纵断面包括井颈、井身、井底3个部分；横断面形状有圆形、矩形和椭圆形等。以下所述断面均为横断面。

横断面的形状根据井筒的用途、服务年限、井筒穿过岩层的性质及所用的支护材料确定。立井多采用圆形断面，这是因为煤矿井筒所通过的地层多数不够稳定，而圆形断面既便于施工又易于维护，还可承受较大的地压。

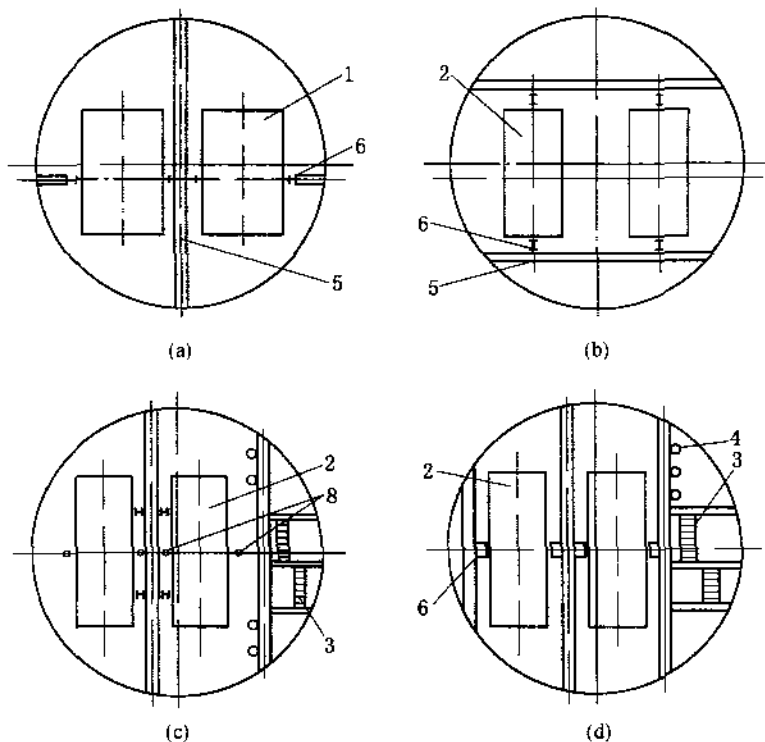
地压小、服务年限不超过15a的小型矿井，有时采用矩形和多角形断面。椭圆形断面一般在改建、扩建旧的矩形断面小井时应用。

二、立井断面尺寸

立井断面尺寸的大小决定于井筒的用途、设备和所需要通过的风量。

立井断面尺寸的确定步骤是：根据提升容器、井筒装备和井筒延深方式等因素，先按《煤矿安全规程》规定的设备间隙尺寸，用图解法或解析法求出井筒的近似直径，最后按通风要求确定井筒断面尺寸。

为便于采用标准设计，我国煤矿立井净直径按0.5m晋级，净直径6.5m以上特殊布置的井筒或小煤窑井筒不在此限。井筒断面布置方式如图9-2所示。



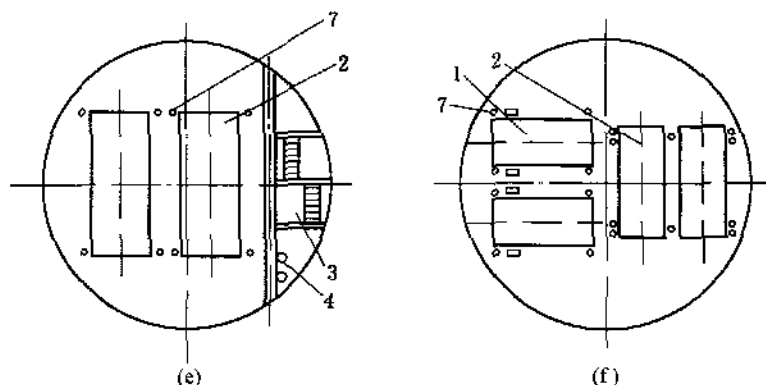


图9-2 井筒断面布置方式

1—漏斗；2—罐笼；3—梯子间；4—管路电缆间；5—罐道梁；
6—罐道；7—钢丝绳罐道；8—防止钢丝绳

第二节 立井普通开凿法

目前，立井施工主要还是凿岩爆破为主的普通施工法。立井施工中破碎岩石和防止围岩破碎是一对主要矛盾。立井施工过程可分为准备工作、表土施工和基岩施工3个部分。在表土施工中，破岩容易，而支护却十分复杂。在基岩中掘进，破岩比较困难，需钻眼爆破，而支护并不太困难。准备工作是为顺利进行表土和基岩施工不可缺少的一步，应该周密细致地考虑和实施。

立井在正常施工阶段，要安装专用凿井井架，并自上而下设置各类供施工用的设施，如图9-3所示。

(1) 凿井井架。它是专门用于开凿立井而设立的井架，多为装配式金属凿井井架。

(2) 天轮平台。井筒内的设备和管路一般均用钢丝绳绕经大轮平台上的天轮由地面稳车悬吊，管路每隔一定距离用专用管卡固定在悬吊钢丝绳上。

(3) 卸矸台。矸石吊桶提至卸矸台上方卸矸，使矸石沿倾斜溜槽装入自翻矿车或汽车，运至排矸地点。卸矸台应有一定高度（一般为6m左右），以保证溜槽有 $35^{\circ}\sim 45^{\circ}$ 的溜矸倾角。

(4) 封口盘。又称井盖。它设在井颈上端，用作升降人员、设备、下放材料和拆装各种管路的工作平台，同时又是保护井上、下工作人员的安全结构物，要求坚固严密，所以封口盘上的各个孔口必须加盖封严。

(5) 固定盘。为了安全，在封口盘下4~8m处还应设置一道固定盘，用梯子和井口相连。固定盘上除留有各种必要孔洞外，管路、风筒接长和测量装置安装均可在其上进行。

(6) 吊盘。吊盘是进行井筒永久支护施工的工作盘，为金属结构，用1根或2根钢丝绳悬吊在地面稳车上。为了稳定不翻盘，可做成双层，间距3~4m，根据需要可以升降。一般下层盘上有一位信号工负责联系，可以做起落抓岩机、开闭分风、分水阀门等工作。上层盘起保护作用，并做固定稳绳、托放滑架之用。砌筑井壁时，下盘即为工作台。

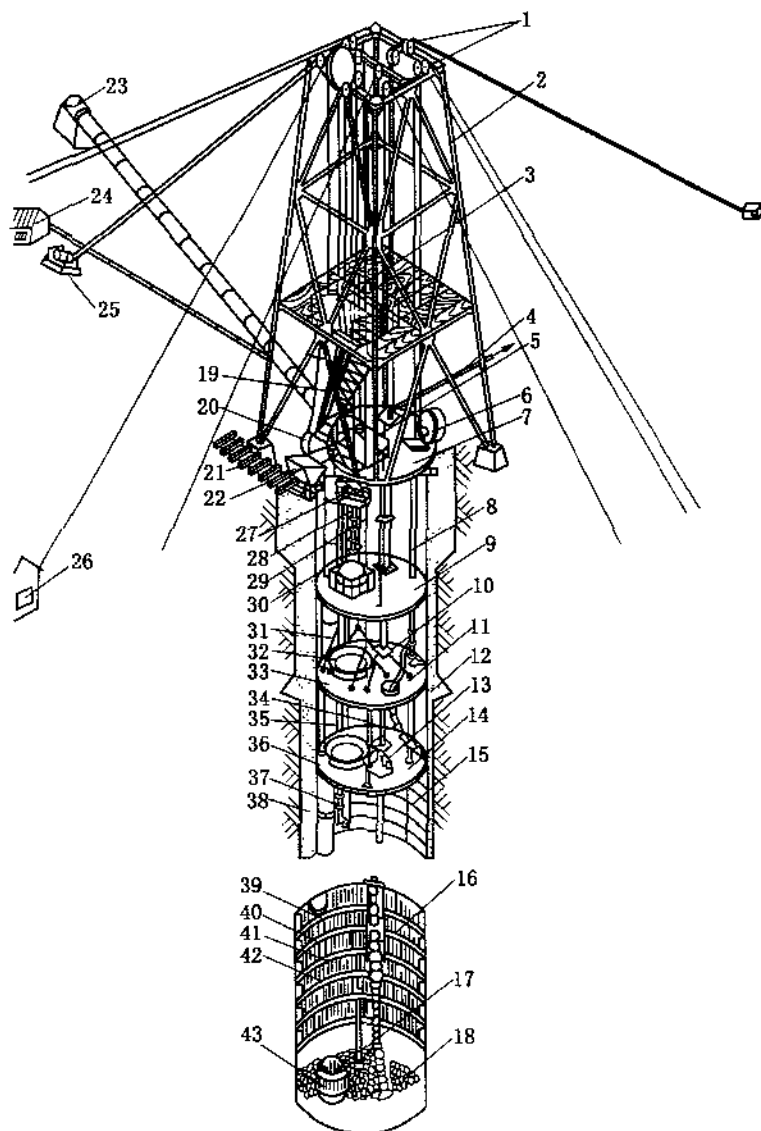


图9-3 立井井筒施工示意图

1—天轮；2—钢丝绳；3—平台；4—排水管；5—井盖；6—混凝土搅拌机；7—新口盘；8—混凝土输送管；9—固定盘；10—钢丝绳；11—钢丝绳；12—钢丝绳；13—钢丝绳；14—钢丝绳；15—金属板；16—钢丝绳；17—钢丝绳；18—钢丝绳；19—钢丝绳；20—钢丝绳；21—钢丝绳；22—钢丝绳；23—钢丝绳；24—钢丝绳；25—钢丝绳；26—钢丝绳；27—钢丝绳；28—钢丝绳；29—钢丝绳；30—钢丝绳；31—钢丝绳；32—钢丝绳；33—钢丝绳；34—钢丝绳；35—钢丝绳；36—钢丝绳；37—钢丝绳；38—钢丝绳；39—钢丝绳；40—钢丝绳；41—钢丝绳；42—钢丝绳；43—钢丝绳。

(7) 稳车。稳车设于地面，用于悬吊吊盘、吊泵和各种管路等设备和拉紧稳绳。

一、准备工作

立井施工前，必须遵循国家规定的基本建设程序进行一系列的准备工作。它主要包括：工程地质、水文地质勘探资料作为设计依据，设计者认为地质资料不充分时，可以提出补

钻要求,随后编制施工组织设计和施工预算,按设计要求进行施工准备。

首先要抓好风、水、电、路这些关键环节,修筑铁路和公路,寻找并确定水源,建立给水和供电系统,建筑必要的房屋,安装压气、通风、排水、提升等设备和凿井井架,充分备足各种施工器材。为及早做好准备工作,应采用平行或交叉准备,尽量缩短建井准备期。

二、表土施工

立井井筒表土段的施工,应根据表土的工程地质和水文地质条件确定施工方法。覆盖在基岩上部直至地表的第四纪、第三纪风化沉积的土、砂、砾石层,统称为表土层。在井筒穿过的各类表土中,若其中不含有饱和水,即认为是比较稳定的(土中水的体积与孔隙体积之比的百分数,大于80%者认为是含饱和水的土)。

在稳定表土中施工与立井基岩施工类似,不同点如下:

(1) 在井筒附近打钻孔取岩芯,验证地质资料是否准确。

(2) 以测量方法定出井筒十字中心线,并按照井口布置图放好线。例如,可用“十字标桩法”测定井筒中心,在井筒直径以外埋设12~15个标桩,准确定出井筒中心位置(图9-4),即可随时检查井筒偏斜情况。

(3) 安设锁口圈。即首先从地表向下挖2~3m,然后安设用以固定井口位置和吊挂临时支架的临时锁口。由于土质和施工方法不同,选用锁口型式和材料也不一样。锁口材料有木质、钢结构和混凝土,钢结构因锁口拆装方便,可以复用而在施工中广泛采用。

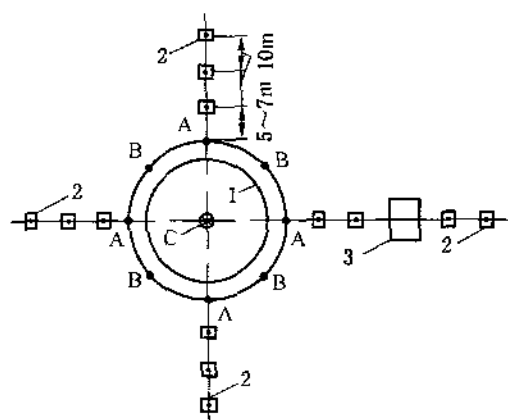


图9-4 立井井筒的中心标桩

1—丈量距离; 2—标桩; 3—绞车房;

A、B—边线; C—中心

从图9-5中可见,用1根工字钢或重型钢轨平行架设于井口,上面安放一道锁口圈,相互间用钢卡子卡住,用挂钩吊挂临时支架,临时支架间有撑木支撑。

(1) 挖掘表土。表土挖掘工作应尽量实现机械化,以提高表土段井筒的施工速度和减轻工人的劳动强度。当机械化条件不具备时,亦可用铁锹、风镐或打眼放炮等简单工具和方法。

表土施工中应特别注意对水的处理。

表土部分的支护(一般为井颈)应比立井其他部分的支护更为坚固。

三、立井基岩施工

(一) 钻眼爆破工作

在立井掘进中,凿岩爆破工作是一项主要工序,约占整个循环时间的20%~30%。

1. 凿岩设备

立井钻眼用风钻,与岩巷掘进相似,只是立井打眼是由上向下钻进,所以进行机械化

凿岩时通常采用吊架（又称钻架）。吊架悬挂在井架上或吊盘下，架上安装有4~12台凿岩机（01-30、7655、YT-24或YTP-26型）同时作业，进行湿式凿岩（使工作面空气中粉尘含量下降到 $2\text{mg}/\text{m}^3$ 以下）。

2. 爆破工作

（1）炸药和雷管的选用。立井掘进中多有涌水，岩石又比较坚硬，应选用抗水炸药和采取防潮措施，可用抗水四号岩石硝铵炸药和40%硝化甘油炸药。采用毫秒雷管爆破比普通段发雷管起爆效果好。

（2）炮眼直径和深度。我国现场采用的炮眼直径多为38~42mm，药包直径为32~35mm。

眼深与循环时间关系密切，它决定了钻眼同装岩的循环工作量，而这两项工作是占循环时间较多的主要工序。眼深一般1.2~2.0m，少数可达3.0~4.5m。

（3）炮眼数目及排列。一般是先确定炮眼排列方式，再根据排列方式确定眼数。

在圆形断面的井筒中，炮眼排列都采用同心圆布置。炮眼布置的原则是使爆破效率高、块度均匀、井帮平整，尽力达到光面爆破的要求。根据井筒直径和岩石坚硬程度，可将炮眼布置成3圈、4圈或5圈。为易于确定眼位，防止岩块崩坏井内悬吊设备，并减小掏槽部分岩石的块度，在工作面中心可钻一个中心眼，一般不装药，眼深为其他炮眼的0.7~0.8倍，如图9-6所示。

（4）爆破与通风。多用串装药，即将每个炮眼内全部药卷先在地面装入特制的防水纸筒内，在工作面装药时将长药卷一次装入眼内，做到安全和保证爆破效果，还可以缩短井下装药时间。

立井爆破的联线多用串并联和并联两种，很少用大串联。如图9-7、图9-8所示。

立井掘进通风与平巷掘进通风方式一样，也有压入式、抽出式和混合式，一般多用压入式通风。

（二）立井掘进的装岩、提升和排水

1. 装岩工作

装岩是立井掘进中最繁重、最费时的工序，约占循环时间的60%。

目前我国立井掘进中多用NZQ₂-0.11型抓岩机（符号意义：N——建井设备；Z——抓岩；Q——气动；2——第二次定型；0.11——抓斗容积， m^3 ），如图9-9所示。

这种抓岩机抓斗容积小、生产率低，而且操作人员劳动强度大，多台抓岩机同时抓岩不够安全。现已生产使用抓斗容积0.35~0.565 m^3 的靠壁式和中心回转式等抓岩机（图9-10）。

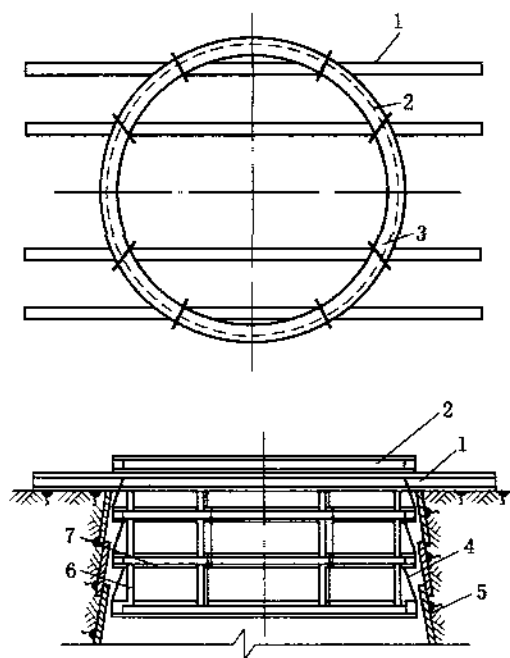


图9-5 钢结构临时锁口与井圈背板式临时支架

1—锁口钢梁；2—锁口井圈；3—固定卡子；4—挂钩
5—背板；6—撑木；7—临时支架井圈

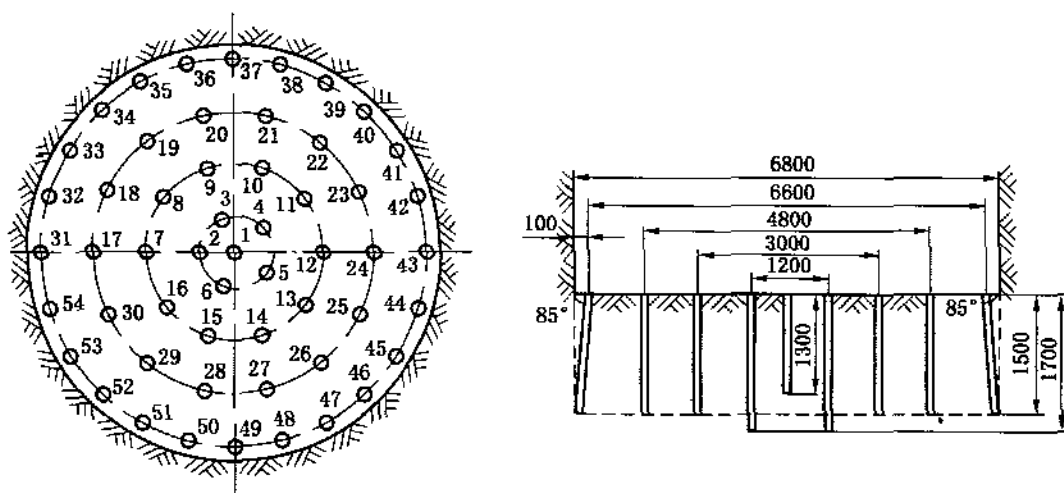


图9-6 某方炮眼布置图

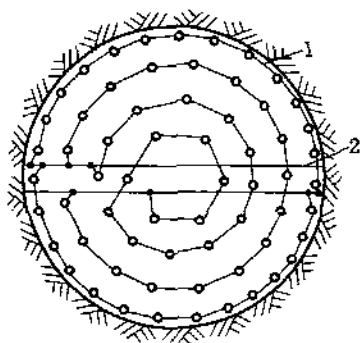


图9-7 立井爆破串并联示意图

1—雷管脚线；2—爆破母线

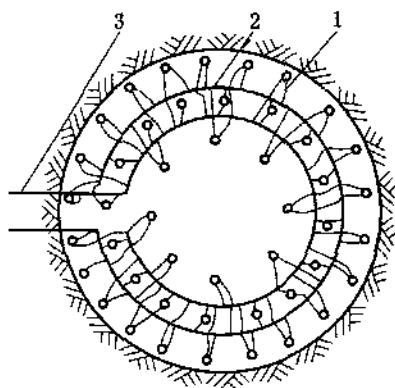


图9-8 立井爆破串并联示意图

1—雷管脚线；2—爆破母线；3—爆破点

在断面较大的立井井筒掘进时，可布置多台抓岩机同时工作，每台按 $13\sim 16\text{m}^2$ 布置。

2. 提升工作

在井筒掘进中，一切材料和工具的运入、岩石的提出以及人员的上下都靠提升工作完成。一般使用的提升容器是吊桶，若提升速度不变，提升能力和吊桶容积成正比。

3. 排水工作

立井井筒施工中，工作面不可避免地出现涌水，井帮也会有淋水。若涌水量小于 $8\text{m}^3/\text{h}$ ，可用压气泵将水排入吊桶带走；若涌水量在 $8\sim 50\text{m}^3/\text{h}$ 时，可用吊泵排水；涌水量再大时，应设中间泵房，中间截水，进行多段排水。

此外，在井筒掘进过程中，还应有良好的照明和信号设备。

目前，立井临时支护常采用喷射混凝、锚喷、锚网或锚网喷等支护方式。

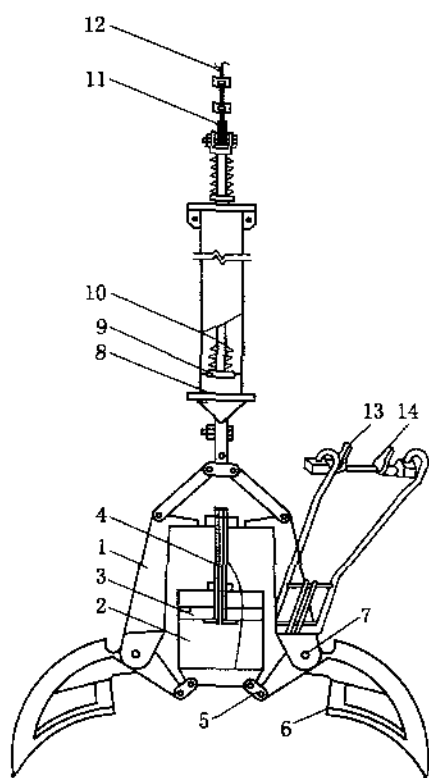


图 9-9 NZQ₂-0.11 型抓岩机

1—气缸；2—气缸；3—活塞；4—双层气塞杆；
5—抓岩板；6—气；7—小轴；8—起重器气缸；
9—气塞；10—气塞杆；11—扣绳环；
12—钢丝绳；13、14—配气

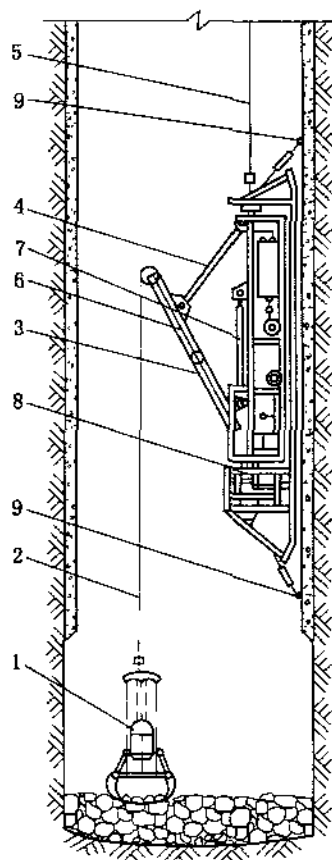


图 9-10 靠壁式抓岩机示意图

1—抓岩；2—抓岩钢丝绳；3—斜梁；4—拉杆
5—悬吊钢丝绳；6—绞车；7—绞车；
8—绞车；9—绞车

(三) 立井掘进基岩施工作业方式

立井施工时，若掘进和砌壁（或锚喷）两大工序按先后顺序在同一井段内进行时称为单行作业；若分别在相邻两井段内同时进行时称为平行作业。其段高的决定原则基本上与表土掘进相同。

当井深大于300m时，还可试用一次成井，即掘进、永久支护和设备安装3个主要工序分别在井筒3个井段中同时进行，一次完成井筒工程。

(四) 施工组织

立井施工工期约占矿井建设总工期的25%~30%。实践证明正规循环作业、多工序平行交叉作业和工种岗位责任制是行之有效的科学组织形式。

从每次打眼开始至完成临时支护的全部过程为一个循环，每完成一个循环，即向前推进了一定距离。为使各项工作在一个循环中有条不紊地进行，需编制循环图表，并按循环图表作业，即实行正规循环。

第三节 特殊凿井方法

前述的表土施工方法是用于通过稳定或比较稳定的表土层,其共同点是先掘进后支护,统称为普通施工法。当遇到流砂、淤泥等不稳定土层时,为实现打干井,并能顺利凿井,就要利用特殊施工方法。

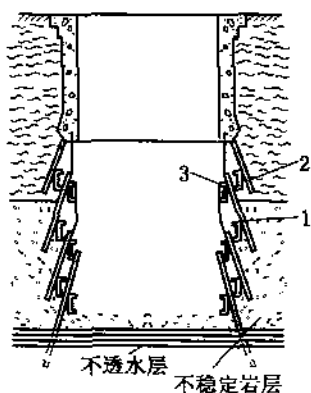


图9-11 斜板桩法掘进立井

1—木质板桩; 2—井圈; 3—槽铁圈

一、板桩法

板桩法是在土层开挖前,预先将板桩沿井筒周边外缘密集地打入土中,然后在它的保护下进行掘进。

按所用材料分木质板桩和金属板桩,按插入方向分垂直板桩和斜板桩。此法适用于不稳定表土层厚度小于10m、无大的卵石、水压小于0.25MPa,且下部有2m以上厚稳定土层的条件。

图9-11所示为斜板桩法掘进立井。当井筒快要接近不稳定岩层时,停止掘进,架设井圈2及直径较小的铁槽圈3;然后密排插入木质板桩1,使板桩与水平面成 $70^{\circ}\sim 75^{\circ}$ 角打入不稳定软岩层中;打入板桩长度 $1/2\sim 1/3$ 后(一般长为1.2~1.6m),适当挖出一部分土壤,最后将板桩全部打入。

如此循环进行,直至穿过不稳定岩层,将板桩打入稳定岩层0.5m以上为止。将全部软岩挖出,即可自下而上砌筑永久支护。

二、沉井法

沉井法就是在土层开挖前,把预制好的永久井壁按井筒位置沉入土中,然后在它的保护下进行掘进的方法。这种方法可节省临时支护,所通过的土层可比板桩法厚些。

用沉井法掘进立井施工,如图9-12所示。图中沉井1可用混凝土、砖等筑成,为使其易于下沉,在其下端装有尖锐的刃脚2。为防止砌筑时沉井下沉,在刃脚之下铺设垫木3,在沉井周围还应铺设导向木4,以保持沉井垂直下沉。

砌完沉井后,撤去垫木,沉井自行下沉。随沉井下沉,在地面接长井筒,直到穿过全部流砂层、插入不透水层0.5~1.0m以上为止。

井壁下沉需要克服来自刃脚的正面阻力和侧面阻力。前者决定于所穿过的土层性质,与深度关系不大;后者决定于深度,到一定深度后井壁将不再下沉。这时可采取的措施之一是加大荷载,再有就是

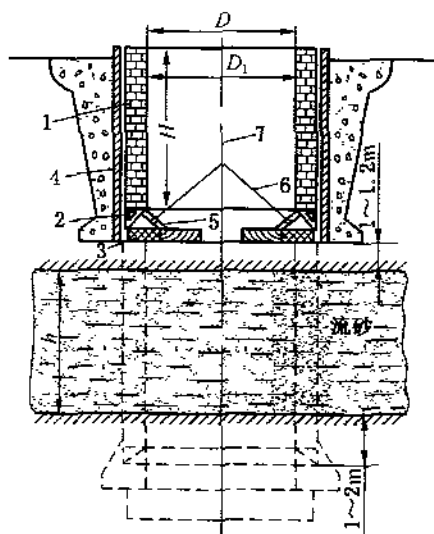


图9-12 沉井法掘进立井

1—井壁; 2—刃脚; 3—垫木; 4—导向木;
5—撑木; 6、7—钢丝绳

“泥浆护壁、淹水沉井和壁后充气、淹水沉井”，其实质都是降低侧面阻力。

三、注浆法

这一类方法的实质是改变不稳定表土性质，实现干打井，为高速凿井创造条件。

注浆法是将胶结材料配制成浆液注入地层的裂隙或空洞中去，浆液凝结硬化后堵塞孔隙、裂隙或溶洞，从而达到封闭水源或加固地层的目的。

工作面预注浆是从正在掘进的井筒工作面打若干12~20m深的眼，用泥浆泵把水泥浆压入钻孔内，使水泥浆沿岩层裂缝扩散开去，凝固后塞住裂缝，使水不能流到工作面（图9-13）。

注浆材料应有能很好地注入地层的性能；能在一定的时间内凝固和胶结，并且时间可

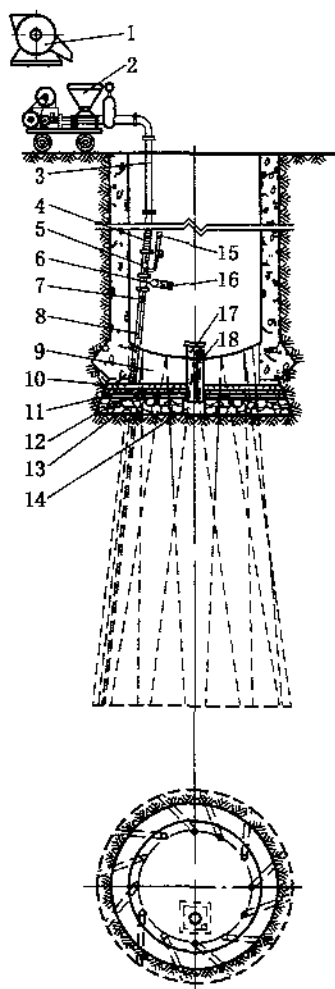


图9-13 工作面预注浆示意图

1- 浆液搅拌机；2- 注浆泵；3- 输浆管；4- 高压软管；5、6、7- 气门；8- 注浆孔导
 向管；9- 混凝土止水垫；10- 砖层；11- 砂浆层；12- 油毡层；13- 碎石层；14- 进
 水木盒；15- 压力表；16- 卸浆管；17- 水泵吸水管；18- 砾石层注浆管

以控制；材料价格便宜、来源丰富；注浆工艺简单、材料使用方便、安全。

目前多用结石体强度高、注浆工艺简单、操作方便、来源丰富和成本较低的水泥浆液。

四、混凝土帷幕凿井法

这种方法是在井筒位置的周围用机械分段钻成槽孔，并钻入基岩一定深度（3~5m），钻孔时用泥浆护孔，每钻出一小孔就在泥浆中自下而上灌注混凝土，最后使各槽孔的混凝土互相紧密地衔接起来，形成一个圆筒状混凝土帷幕。这时开挖井筒，外部水砂被截，不致流入井内掘进工作面，从而使井筒顺利通过含水的松散不稳定地层（图9-14）。

鹤岗矿务局目前混凝土帷幕深度已达57m，顺利通过了流砂层，与其他凿井法比较，施工速度快，成本较低。在国外，德国帷幕深度已达100m以上。

五、冻结法

这种方法的实质是为了防止大量涌水和流砂流向井筒掘进工作面，在井筒开掘之前预先在井筒外围由地表钻一圈冻结孔，孔距为1.0~1.2m，孔径为200~250mm，孔深应穿过风化带进入不透水的稳定基岩10m以上。在冻结孔内安装底端封闭的冻结管，并送入由地面冻结站制成的-20~-25℃的盐水，盐水在冻结管中循环并吸收周围土层的热量，使土冻成一个个圆柱，并逐渐扩大交圈而互相连接成一个密闭而坚固的圆筒，然后在这个冻土圆筒的保护下进行井筒掘砌（图9-15）。

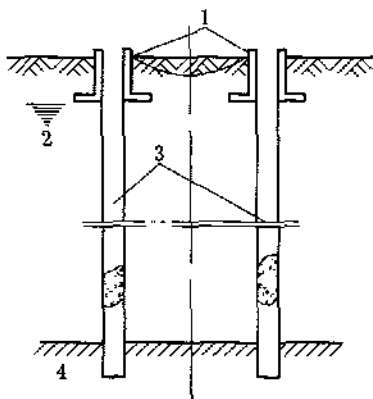


图9-14 混凝土帷幕法凿井示意图

- 1—矿井；2—含水松散地层；
3—混凝土帷幕；4—基岩

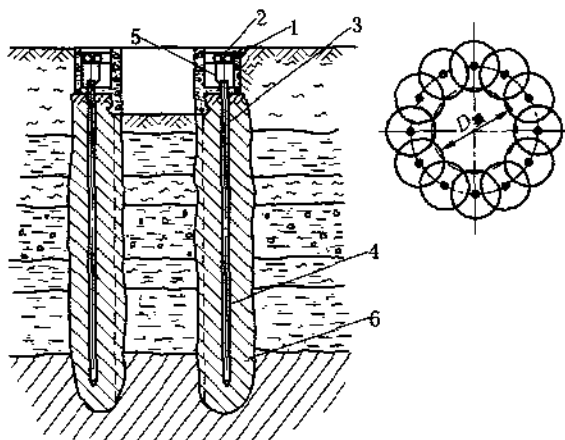


图9-15 冻结法凿井示意图

- 1—冷冻沟槽；2—配液管；3—冻结管；
4—供液管；5—回液管；6—冻土柱

冻结法是穿过复杂地层的可靠方法，但用钢材设备多，耗电量大，成本高。我国冻结深度已达415m，世界上冻结最深的英国已达930m。

六、钻井法

钻井法凿井是利用回转式钻机，将井筒全断面一次钻成或者是分次扩孔钻成，依靠井

内充满的泥浆护壁，利用泥浆循环冲洗工作面 and 提升岩屑，并筒钻成后在泥浆中悬浮下沉井壁进行永久支护。它是一种全面机械化施工方法。

钻井法有钻进、洗井、下沉井壁和壁后注浆固井几个主要工艺过程。

(一) 钻进

钻进时，由设在地面钻台上的转盘口通过六方钻杆和钻杆驱动钻头在井底旋转，在钻头部分重量的垂直压力（称钻压）和回转力矩作用下，钻头上的刀具连续地切削和破碎岩石，使井筒工作面不断向下推进。随着井筒加深，不断下放钻头和接长钻杆。钻井时井口需用封口平车加以封盖。钻井法凿井过程如图 9-16 所示。

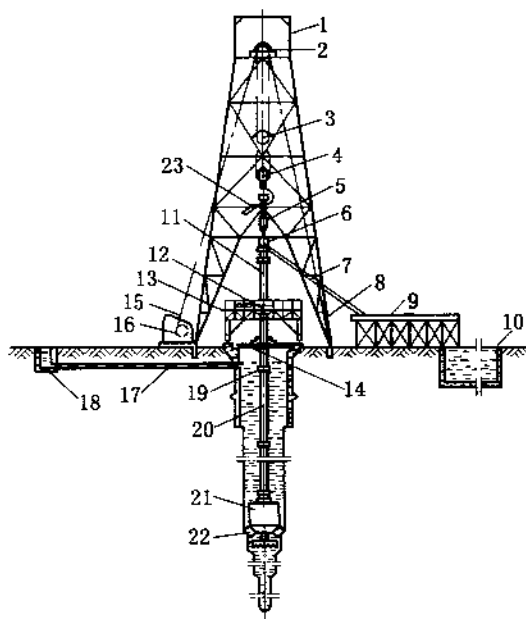


图 9-16 钻进过程示意图

1—井架；2—天车；3—游车；4—大钩；5—水龙头；6—三通；7—排浆管；8—拉压力传感器；9—盲槽；10—泥灰池；11—六方钻杆；12—转盘；13—钻台；14—封口平车；15—钢丝绳；16—绞车；17—进浆池；18—泥灰池；19—接头；20—钻杆；21—钻头；22—刀具；23—压风管

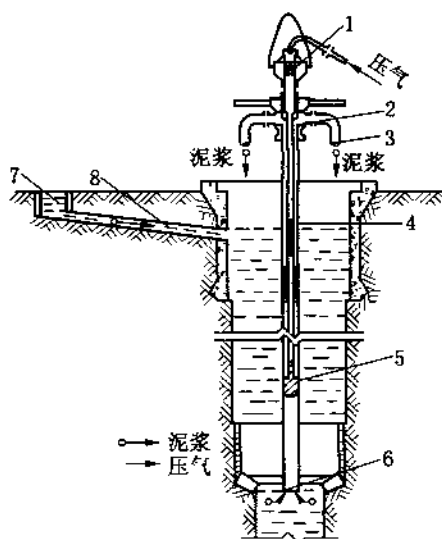


图 9-17 反循环洗井示意图

1—水龙头；2—三通；3—排浆管；4—压风管；5—混合器；6—吸收口；7—沉淀池；8—回浆槽

(二) 泥浆洗井护壁

洗井和钻进是同时进行的，用泥浆冲洗液洗井。图 9-17 所示为反循环洗井方式。压气由水龙头的中心管进入压气管内，经混合器与泥浆混合，混合后密度小于泥浆密度（一般为 0.5~0.6）。于是钻杆内外产生液柱压差，在压差的作用下将携带岩屑的泥浆自吸收口吸入，经钻杆和压风管之间的环状空间排至地面，经三通、排浆管后进入泥浆槽。泥浆在沉淀池内净化后，经回浆槽返回井内。泥浆在吸收口吸入前，流经钻头刀具并冲洗工作面，使刀具始终作用在未被破碎的岩石上。

由于井筒内充满了泥浆，利用泥浆柱对井帮的压力和泥浆在井帮上形成的一层泥皮，可

以平衡地压和静水压力，阻止地下水向井内渗流，从而有效地防止了井帮坍塌，因此泥浆还起着临时支护作用。

（三）井壁下沉和壁后充填

井壁下沉是在井筒达到设计深度和直径后进行的。它利用井筒内充满的泥浆，将预制好的带有封底底座的永久井壁放入井内，在泥浆中悬浮下沉。随着井壁下沉，在井口不断接长井壁，同时不断从井底排出泥浆，以免泥浆外溢或沉淀。当井壁下沉到距设计深度1~2m时，要停止下沉，测量井壁的垂直度并进行调整，然后再沉到底。随后进行壁后充填，最后把井壁内清水排净，通过预埋的注浆管进行壁后和封底注浆，以提高壁后充填质量和防止破底时发生涌水冒砂等事故。其工艺过程如图9-18所示。

目前，我国在立井施工方面积累了丰富的快速施工经验，已能做到立井高速、优质、低耗、安全地进行施工。

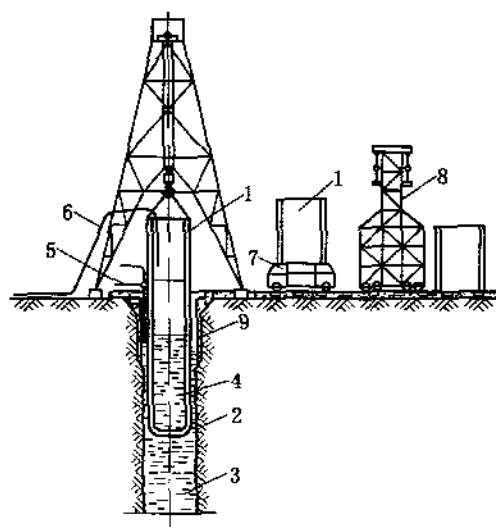


图9-18 永久井壁悬浮下沉工艺示意图

1—钢筋混凝土管柱；2—底座；3—泥浆；4—水；5—压气排浆器；
6—水管；7—钻台；8—龙门吊车；9—临时封口

第四节 立井井筒延深

井筒延深就是将原打井筒加深的工作。根据井筒延深工作面的推进方向，立井井筒延深施工方案基本上可分为自上而下、自下而上或自上、下同时进行延深等几种方案。

一、自上向下延深井筒

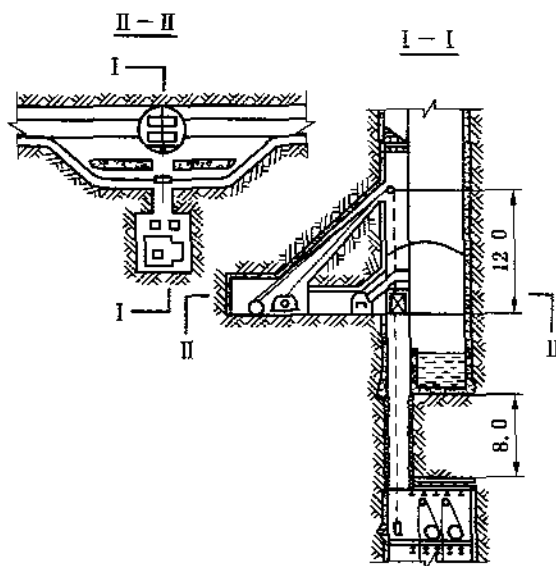
这种方案又分为利用生产设备延深井筒、利用延深间及梯子间延深井筒和利用辅助水平延深井筒等几种方法。

（一）利用辅助水平延深井筒

这种方法目前使用较多，它是由生产水平通过暗斜（立）井到达所需延深的井筒之下，

This diagram shows the exploded perspective view of a bicycle seat assembly. The components are numbered as follows: 1. Seat post; 2. Seat tube; 3. Seat stay; 4. Seat rail; 5. Seat clamp; 6. Seat saddle; 7. Seat post clamp; 8. Seat post cap; 9. Seat stay clamp; 10. Seat post cap.

1—副井, 2 主井, 3—生产水平井底车场, 4—回风暗立井, 5—绳道, 6—延深用绞车房;
7—运输支线; 8—暗斜井绞车房; 9 暗斜井; 10—延深辅助水平



125

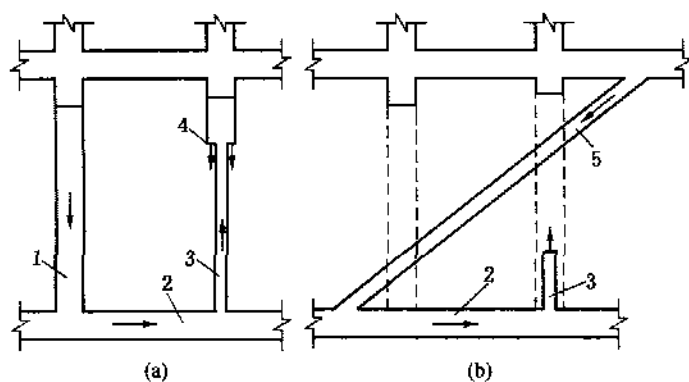


图9-21 利用反力延伸示意图

a—已有1个立井井筒到达延深后的新水平；b—生产使用的下山等已施工到新水平
1—已掘井筒；2—车场巷道；3—反井；4—掘大井筒工作面；5—通往新水平的下山

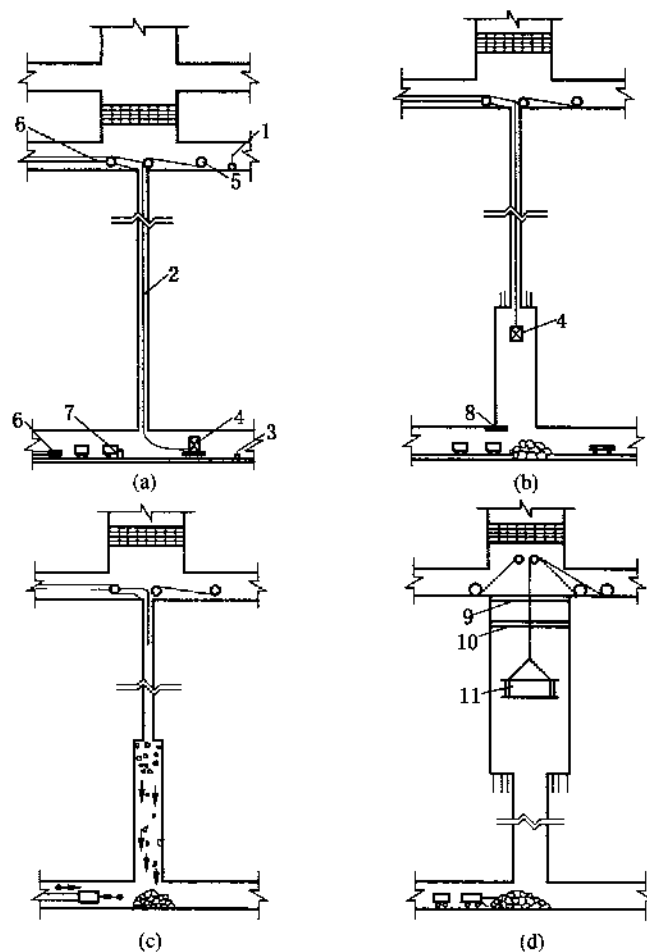


图9-22 吊罐反井施工示意图

a—反井施工设备；b—反井打眼与装岩；c—反井爆破通风；d—井筒刷大
1—延深辅助水平；2—平口钻头；3—新水平；4—吊罐；5—提升绞车；6—通风机；
7—装岩机；8—保护盘；9—封口盘；10—固定盘；11—吊盘

利用辅助水平延深井筒需开掘较多巷道，矸石提升和材料下放也要经几次转运。因此，只有在井筒中没有足够的空间或梯子间作延深间，井底车场中没有设置提升机硐室的位置或运输延深所出矸石妨碍正常生产时，才可采用这种方法。

（二）利用延深间延深井筒

若矿井设计时已考虑井筒延深问题而留有延深间，或者井筒内梯子间断面较大时，可以采用这种方法（图9-20）。

此法延深井筒辅助工程量小，总投资少，准备时间短，工作紧凑，管理集中。但它提升吊桶容积小，提升一次循环时间长，延深井筒提升高度超过500m时提升能力难于满足施工要求，并对正常生产有一定影响。

二、由下向上延深井筒

这个方案有普通反井延深和吊罐反井延深等。其使用条件是新水平必须事先开拓出部分车场巷道，并以石门或平巷通达井筒中心。

（一）普通反井延深井筒

这种方法就是普通施工法，先打小断面反井，然后由上而下刷大成全断面井筒，如图9-21所示。

（二）吊罐反井施工法

此法是利用吊罐做工作台，先打小断面反井，然后由上而下刷大成全断面井筒，如图9-22所示。

目前，吊罐反井施工法有取代普通反井施工法的趋势。



思考题

1. 立井断面形状和断面尺寸如何确定？
2. 立井普通施工法在施工阶段需设置什么设施？并简述其功能。
3. 简述立井基岩施工的步骤。
4. 试分析立井支护的常用形式及特点。
5. 常用的特殊凿井方法有哪几种？简述其特点。
6. 简述钻井法凿井的主要工艺过程。
7. 常用的立井井筒延深方案有哪几种？并简述各自的施工特点。

第十章 准 备 方 式

井田开拓工作结束后,即可转入开采的准备阶段,为准备采(盘)区而掘的主要巷道即为准备巷道。准备巷道包括采(盘)区上(下)山,区段石门或斜巷、采(盘)区车场,煤层群开采时区段集中平巷等。准备巷道的布置方式称准备方式。

第一节 上(下)山采区式准备方式

上(下)山采区式准备方式是在阶段开拓巷道已圈定的采区范围内开掘准备巷道。根据采区内准备巷道特点、服务范围、开采煤层数目的不同,通常把采区分为:上山采区与下山采区,单翼采区与双翼采区,单层布置采区与联合布置采区等不同类型。在运输大巷的上侧布置采区巷道,采区内采出的煤下运至运输大巷的采区,称为上山采区;在运输大巷的下侧布置采区巷道,采区内采出的煤上运至运输大巷的采区,称为下山采区。一般多采用上山采区。

将采区上山布置在采区的中央,向两翼前进回采或由两翼边界后退回采的采区,称为双翼采区;如采区上山布置在采区的一侧边界附近,向另一侧前进回采或由边界向上山后退回采的采区,称单翼采区。

一套上山为一个煤层服务的采区,称单层布置采区;一套上山为几个煤层服务的采区,称联合布置采区。单层布置是基本的准备方式,联合布置只是在开采煤层群时才用。

一、单层布置上山的采区准备方式

图10-1所示为缓倾斜及倾斜薄及中厚煤层单层布置上山的采区准备方式。

1. 巷道掘进顺序

如图10-1所示,在采区中央下部有运输大巷,开掘采区下部车场3。由下部车场向上,沿煤层分别开掘轨道上山4和运输上山5,两条上山相距20m,至采区上部边界后,掘采区上部车场6与回风大巷2连通。此后,在第一区段下部掘中部车场7,并用双巷掘进的方法,掘进两翼的第二区段回风巷8和第一区段的运输平巷9,两巷之间沿走向每隔100~150m掘联络巷11,8和9掘到采区边界后再掘开切眼。与此同时,在采区上部边界,从上部车场6(或回风大巷2)向两翼掘进第一区段的回风平巷10。在掘进上述巷道的同时,还应开掘采区煤仓12、采区变电所13和绞车房14。

当掘完上述巷道和硐室,并安装好各种设备之后,便可投入生产。第一区段采煤结束之前,应及时掘进第二区段的中部车场7'、回风平巷8'、运输平巷9'和开切眼,并将必要的

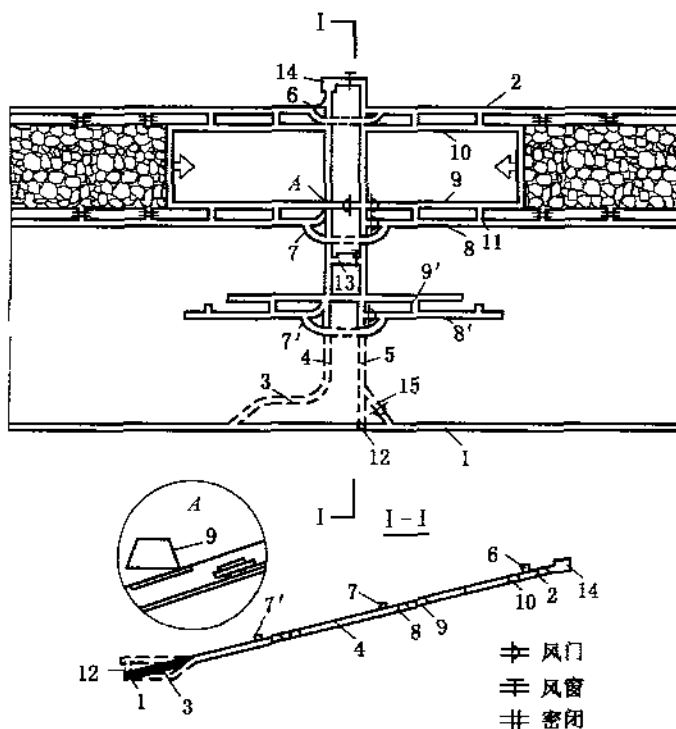


图10-1 单层布置上山采区准备方式

1--运输大巷；2--回风大巷；3--下部车场；4--轨道上山；5--运输上山；6--上部车场；7、7'--中部车场；
8、8'、10--区段回风平巷；9、9'--区段运输平巷；11--联络巷；12--采区煤仓；
13--采区变电所；14--绞车房；15--行人、联络巷

设备安装完毕，以便保证采煤工作面的正常接续。

2. 生产系统

采煤工作面采出的煤炭经区段运输平巷9运至采区运输上山5，然后转运到采区煤仓12，在运输大巷1装车运出。采煤工作面使用的材料和设备由运输大巷1运来，经采区轨道上山4至采区中部车场7或上部车场6，送往各使用地点。掘进时所出的煤和矸石则用矿车按与运料相反的方向运出采区。

采煤工作面所需的新鲜空气，从阶段运输大巷1进入，经下部车场3、轨道上山4、中部车场7，再分别经两翼的区段回风平巷8、联络巷11、区段运输平巷9到达工作面。清洗工作面后的污空气经区段回风平巷10，进入阶段回风大巷2，再排至地面。

掘进工作面所需的新鲜空气，由轨道上山4到中部车场7'，再分别由上山两翼的回风平巷8'经联络巷、区段运输平巷9'，借助局部通风机将新鲜空气送至掘进工作面污风由运输上山、回风大巷排出。

采区绞车房和变电所所需的新鲜空气，同样由轨道上山直接供给，清洗绞车房以后的污风经联络小巷处的调节风窗进入回风大巷。变电所的污风则是经运输上山进入回风大巷中。

这种采区准备方式巷道布置简单,准备新采区时间短,但是采区生产能力小,服务年限短,巷道掘进率较高。因此,一般只在井田只有单一层煤或层间距很大,开采解放层、煤质差别大要求分采分运或受其他条件限制时,才采用单层布置采区准备方式。

二、联合布置上山采区准备方式

(一) 共用采区上山的联合准备方式

两个薄或中厚煤层 m_1 和 m_2 共用采区上山的一种联合准备方式,如图 10-2 所示。

1. 巷道掘进顺序

阶段运输大巷 1 和回风大巷 2,共用采区运输上山 3 和轨道上山 4,均布置在 m_2 煤层中,各煤层区段平巷为双巷布置。 m_1 煤层区段运输平巷 5,以区段溜煤眼 6 与采区输送机相通;区段轨道平巷 7,以区段石门 8 和轨道上山相接。 m_2 煤层区段运输平巷 9 和轨道平巷 10 均直接与采区运输上山及轨道上山分别相连。

2. 生产系统

m_1 煤层采出的煤,经该层区段运输平巷 5 到区段溜煤眼 6,然后由采区运输上山运往采区煤仓 11,最后在大巷车场装车外运。 m_2 煤层的煤,经该层区段运输平巷,直接到采区运输上山。

工作面所需材料及设备,从采区轨道上山下部车场,提到采区上部或中部车场,然后转运到区段轨道平巷 10。其中 m_1 煤层所需材料及设备,经轨道石门 8,转到 m_2 煤层轨道平巷 7,采区内矸石的运输与此相反。

采区轨道上山兼用于进风,运输上山兼用于回风。 m_1 煤层工作面所需的新鲜风流,由轨道上山 4 经区段石门 8' 及 m_1 煤层区段平巷 7' 及 5 进入。污风经由 m_1 煤层轨道回风平巷 7 和区段石门 8,进入阶段回风大巷 2。 m_2 煤层工作面所需的新鲜风流,从轨道上山通过 m_2 煤层区段平巷 10' 及 9 进入。污风由轨道回风平巷 10 排至阶段回风大巷。

(二) 共用采区上山和共用区段平巷的联合布置准备方式

两个薄、中厚或厚煤层 m_1 和 m_2 共用采区上山和共用区段平巷的一种联合准备方式如图 10-3 所示。

1. 巷道掘进顺序

阶段运输大巷 1 和阶段回风大巷 2、

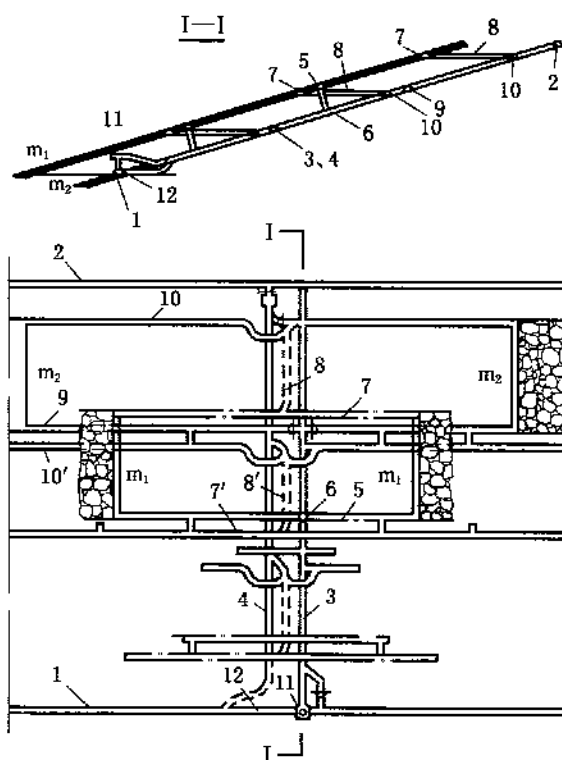


图 10-2 共用采区上山的采区巷道联合布置

- 1—阶段运输大巷; 2—阶段回风大巷; 3—共用运输上山;
4—共用轨道上山; 5— m_1 煤层区段运输平巷; 6—区段溜煤眼; 7、7'— m_1 煤层区段轨道平巷; 8、8'—区段石门;
9— m_2 煤层区段运输平巷; 10、10'— m_2 煤层区段轨道平巷; 11—采区煤仓; 12—大巷车场

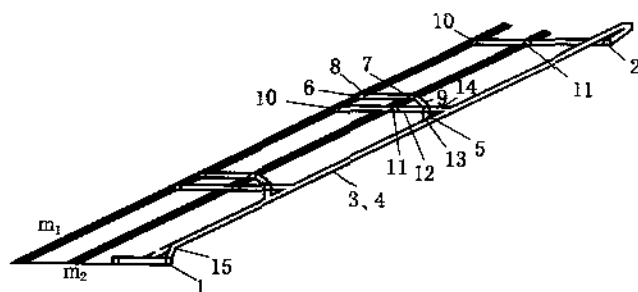


图10-3 共用采区上山和区段平巷的采区巷道联合布置

1—外段近端大巷；2—阶段回风大巷；3—共用运输上山；4—共用轨道上山；5—共用区段平巷；
6、7—共用区段运输平巷；8—运输石门；9—溜煤眼；10、11—区段轨道平巷；12—轨道石门；
13—区段溜煤眼；14—区段石门；15—采区煤仓

采区共用运输上山3、轨道上山4以及共用区段平巷5，均开掘在 m_2 煤层底板岩层中。各煤层区段运输平巷6、7，通过运输石门8及溜煤眼9与共用区段平巷5相通。区段轨道平巷10、11，用轨道石门12与区段共用区段平巷5相连。区段运输石门和溜煤眼，以及轨道石门，沿走向的间距为80~100m。区段共用区段平巷5通过区段溜煤眼13和区段石门14，分别与运输上山和轨道上山连接。第一区段开采时，阶段回风大巷兼作该区段的轨道平巷。

采用共用区段平巷时，各层工作面下部的运输平巷及其上部的轨道平巷均不必在其开始回采前一次掘完，而是随工作面的推进，超前于采煤工作面一定的距离同时掘进（即实行“超前掘进，随采随掘”）。

2. 生产系统

采煤工作面出来的煤炭，通过各煤层运输平巷（ m_1 煤层须经运输石门）及溜煤眼，运到共用区段平巷，然后，经区段溜煤眼、采区运输上山运至采区煤仓15。材料、设备和矸石可通过采区轨道上山和车场，以及轨道运输巷（包括平巷和石门）运送。

新鲜风流从采区轨道上山、中部车场，经共用区段平巷，沿着与煤流相反的方向进入煤层采煤工作面。污风经各煤层回风平巷和回风石门到共用回风平巷，排出采区。

第二节 盘区式与条带式准备方式

我国通常把 8° 以下的煤层叫做近水平煤层。由于近水平煤层倾角小，因而在准备方式上与缓倾斜和倾斜煤层相比，有相似之处，又有一些不同的特点。

盘区式准备方式按盘区与运输大巷相对位置的不同，有上山盘区与下山盘区之分；按盘区的主要准备巷道的型式，还可分为上、下山盘区与石门盘区。

条带式的准备方式按条带开采煤层的数目分，有单层布置条带与联合布置条带。

一、上（下）山盘区准备方式

图10-4所示是上山盘区联合布置的准备方式，平面图中只画出上层煤的巷道布置。盘区内开采两个薄或中厚煤层 m_1 和 m_2 ，其间距为10~15m，地质构造简单，煤层平均倾角为

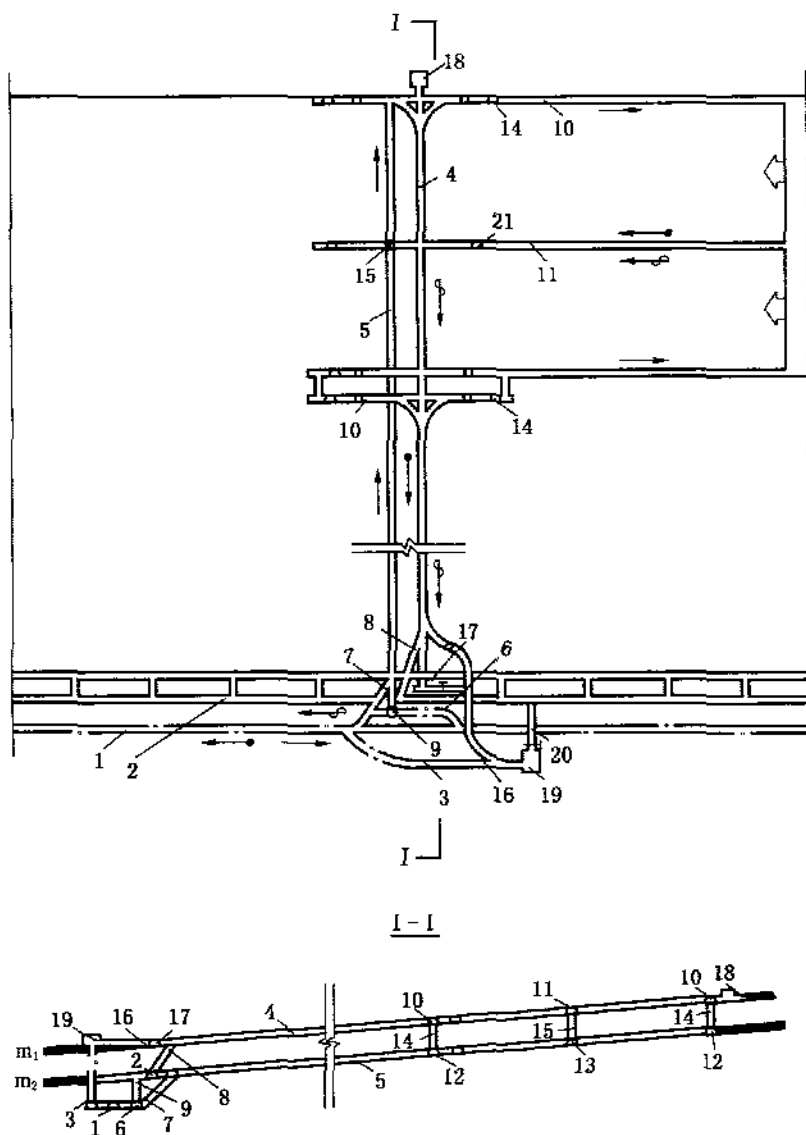


图10-4 上山盘区联合布置准备方式

1—岩石运输大巷 2—总回风巷;3—材料上山;4—轨道上山;5—运煤上山;6—下部车场;7—进风斜巷;8—回风斜巷;9—煤仓;10— m_1 煤层区段进风平巷;11—区段运输平巷;12— m_1 煤层区段进风平巷;13— m_2 煤层区段运输平巷;14—区段材料斜巷 15—区段溜煤眼;16—甩车道;17—无极绳绞车房;18—无极绳尾轮的位置;19—盘区材料斜巷绞车房;20—绞车房回风巷;21—下层煤回风眼

$5^\circ \sim 8^\circ$ 。盘区双翼开采，走向长度为1200m，斜长为1000m，盘区内划分若干区段。运输大巷开在 m_2 煤层底板岩石中，总回风巷、运煤上山布置在 m_2 煤层中，轨道上山布置 m_1 煤层中；区段平巷为双巷布置，盘区上山与区段平巷以溜煤眼和材料斜巷联系，运输大巷与轨道上山以盘区材料上山联系。

m_1 煤层采煤工作面的煤经区段运输平巷11、区段溜煤眼15、盘区运煤上山5运入煤仓

9, 在下部车场6装入矿车经运输大巷1运出。 m_2 煤层工作面的煤经区段运输平巷13运抵盘区运煤上山5, 此后的运煤路线与 m_1 煤层相同。

m_1 煤层所需材料经岩石运输大巷1、盘区材料上山3、甩车道16、轨道上山4, 上部或中部车场、 m_1 煤层进风平巷10送至 m_1 煤层采煤工作面。 m_2 煤层采煤工作面所需材料由 m_1 煤层进风平巷10、区段材料斜巷14、 m_2 煤层进风平巷12送入。

m_1 煤层采煤工作面所需新鲜空气从岩石运输大巷1、进风斜巷7、运煤上山5、 m_2 煤层区段进风平巷12、材料斜巷14、 m_1 煤层区段进风平巷10进入, 清洗采煤工作面后污浊空气经 m_1 煤层区段运输平巷11、盘区轨道上山4、回风斜巷8、总回风巷2排出采区; m_2 煤层采煤工作面所需新鲜空气从岩石运输大巷1、进风斜巷7、运煤上山5、 m_2 煤层区段进风平巷12进入、清洗采煤工作面后, 污浊空气经 m_2 煤层区段运输平巷13、溜煤眼15进入盘区回风上山4, 以后的路线与 m_1 煤层污风流方向相同。

上山盘区单层布置准备方式, 由于盘区的储量较小、产量不大、服务年限短, 一般设运输和轨道两条上山就能满足需要, 盘区上山一般布置在煤层内。

二、条带式准备方式

图10-5所示为条带式准备方式。条带内开采3层薄或中厚近距煤层, 运输大巷1布置在煤层群底板岩石中, 回风大巷2布置在最下煤层中。回采巷道采用分层和对拉工作面布置。

采煤工作面的煤经工作面运输巷6运入煤仓4, 在运输大巷1装车外运; 材料从运输大巷1经材料斜巷3、工作面回风巷7进入采煤工作面; 新鲜空气从运输大巷1经进风行人斜巷5、工作面运输巷6进入采煤工作面, 清洗采煤工作面的污浊空气经工作面回风巷7、材

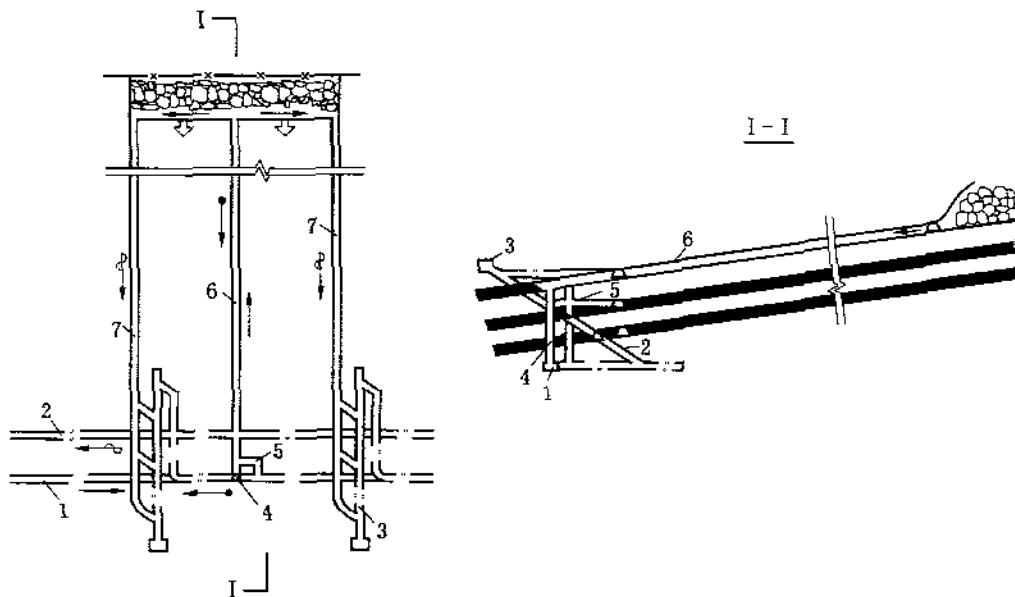


图10-5 条带式准备方式

1—运输大巷; 2—回风大巷; 3—材料斜巷; 4—煤仓; 5—进风行人斜巷;
6—工作面运输巷; 7—工作面回风巷

料斜巷3进入回风大巷2排出。

条带式准备方式单层布置时,大巷一般布置在煤层中,因而回采巷道直接与大巷联系,其巷道布置较简单。采用联合布置时有分层布置与集中布置两种情况。集中布置是自运输大巷沿最下部的薄及中厚煤层或在煤层底板岩层中,开掘为各煤层共用的集中巷道,由集中巷道每隔一定距离开掘联络巷道联系。因而各煤层的回采巷道可以超前工作面掘出,便于维护。对于开采薄及中厚煤层群,此法一般只在煤层底板围岩较弱、长距离回采巷道在掘进及采煤期间维护工程量较大时采用。对于开采单一厚煤层时,由于在厚煤层中掘进和维护长距离的分层采煤巷道比较困难,故一般采用集中布置。

值得注意的是工作面回采巷道不是平巷,而是沿煤层开掘的方向固定的倾斜巷道,其运输巷道通常是铺设带式输送机,运煤比较方便;回风巷则铺设轨道,但由于运输距离较长,倾斜度随煤层变化,运料和行人有一定困难,故适宜采用单轨吊车。

条带准备方式工作面按推进方向,分为仰斜开采和俯斜开采两种。当煤质较硬或顶板淋水较大时,宜采用仰斜开采;当煤层厚度大、煤质松软容易片帮,或瓦斯含量较大时,宜采用俯斜开采。此外,在选择采煤工作面推进方向时,还必须结合运输和回风大巷的位置,充分考虑工作面通风、运输巷道的运输和维护条件。一般来说,采煤工作面向大巷方向推进,对于工作面通风和巷道维护比较有利。因此,在开采近水平薄及中厚煤层时,煤层顶板及其他地质条件没有特殊要求时,大巷上方的煤层往往采用俯斜开采,大巷下方的煤层采用仰斜开采。

条带式准备方式的采煤工作面可以按单侧工作面布置,也可以成对地按对拉工作面布置,如图10-5所示。由于工作面沿煤层走向呈水平状布置,工作面输送机效能不受煤炭运输方向的影响,同时工作面风流也不存在上行和下行的问题,通风状况良好。所以条带式准备方式的优点为:巷道布置简单,巷道掘进和维护费用低,建井工期短,投产快;运输系统简单,占用设备少,运输费用低;采煤工作面长度在整个采煤期间保持不变,为采用综采设备创造了良好的条件;煤炭损失少,采出率高;通风系统简单,通风设备少;对某些地质条件的适应性强。但是其缺点为:倾斜巷道掘进工程量大,效率低;倾斜巷道长,辅助运输比较困难;当煤层沿倾斜起伏较大时,巷道积水不易解决;大巷装车站多。

因此,条带式准备方式适用于倾角为 12° 以下煤层。当对回采设备采取有效措施后,可应用于倾角 $12^{\circ}\sim 17^{\circ}$ 的煤层。对于含断层较多的区域在能划分规则分带的情况下,采用条带式准备方式较为有利。

第三节 准备方式中的几个主要问题

一、回采巷道的布置

(一) 单煤层区(分)段平巷

每一个采煤工作面必须具有两条平巷,工作面下段布置运输平巷,上段布置轨道平巷(回风平巷)。当煤层倾角较大时,轨道平巷多沿煤层顶板挂腰线掘进,以利于排水。运输平巷尽量分段取直,以折线布置,以便于铺设输送机。对于煤层倾角较小的近水平煤层,区段煤层平巷一般都是沿煤层顶板挂中线掘进,沿走向方向做直线切割布置。不论煤层倾角

大小，除第一区段煤层回风平巷必然单巷布置外，其他各区段煤层平巷，可单巷布置，也可双巷布置。

区段煤层平巷采用双巷布置时，按其轨道平巷掘进次序的先后，基本上分为两种方式。

图10-1是双巷布置的一种方式。上区段运输平巷与下区段回风平巷同时掘进（回风平巷超前掘进，为运输平巷导向）每隔一段距离（100~150m左右），以联络巷贯通。上下平巷之间，根据煤层和顶底板岩性不同，一般保留8~15m煤柱，该煤柱在下区段采煤时可回收一部分。

当煤层起伏较大，采区一翼走向长度较长，采区接替紧张时，宜采用双巷布置一次掘出的方式。

采用单巷布置时，随着采煤工作面不断后退采煤，运输平巷并不逐段报废，而在采煤工作面后方用巷旁支护，把巷道维护起来用作下区段的回风平巷。

从生产实践中，双巷布置比单巷布置方便，故多为双巷布置。但当煤层埋藏平稳，顶底板条件较好，特别是薄煤层采用巷旁支护维护巷道不成问题时，可考虑采用单巷布置。

（二）分层平巷

厚煤层分层开采时，各分层平巷相距很近，相互有联系。因此，在布置分层平巷时，要注意与其他分层平巷的配合，从各分层平巷的相互关系来说，基本上有以下几种基本类型：

1. 倾斜式布置

这种方式的各分层平巷是按 $25^{\circ}\sim 35^{\circ}$ 角成倾斜式布置，一般适合于倾斜角小于 $15^{\circ}\sim 20^{\circ}$ 的煤层，其中又有内错式与外错式之分。内错式布置就是下分层巷道位于上分层巷道的内侧，位于上分层采空区下面。各分层平巷内错宽度至少为一个或半个巷道宽度，如图10-6a所示。外错式布置下分层巷道位于上分层巷道的外侧，位于分层煤柱下面，如图10-6b所示。

2. 水平式布置

当煤层倾角大于 20° 时，通常采用水平式布置，如图10-7所示。

3. 重叠式（垂直式）布置

各分层平巷沿铅垂线呈重叠式布置，如图10-8所示。

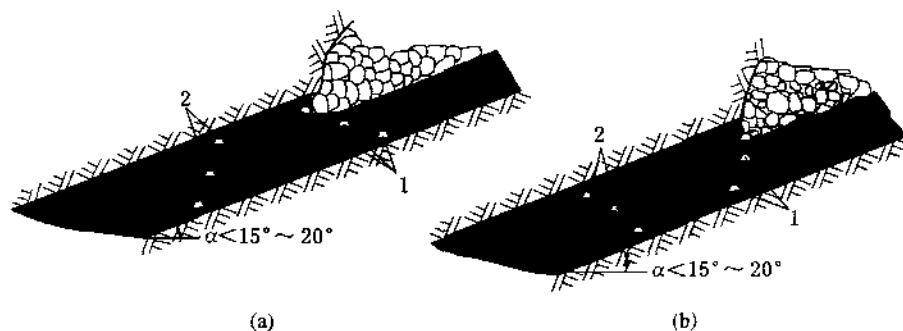


图10-6 分层二巷倾斜式布置

a—内错式布置；b—外错式布置

1—上区段工作面的运输平巷；2—下区段工作面的回风平巷

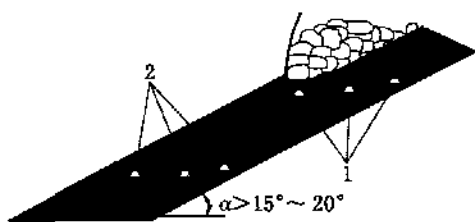


图 10-7 分层平巷水平式布置

1—上区段工作面的运输平巷；2—下区段工作面的回风平巷

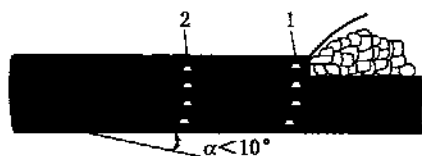


图 10-8 分层平巷重叠式布置

1—上区段工作面的运输平巷；2—下区段工作面的回风平巷

二、上（下）山的数目、位置和布置方式

上（下）山是准备方式中重要的运输、通风巷道，而且服务时间较长。因此应按经济合理的要求，合理确定上山的数目、位置和布置方式。

（一）上山数目的确定

在一般情况下，采区布置两条上（下）山（一条运输上山、一条轨道上山），就能满足采取运输、通风和行人的需要。随着生产的发展，常常需要增加上山数目，例如：

- （1）生产能力很大的特厚煤层采区和联合布置采区；
- （2）产量较大，瓦斯涌出量也很大的采区，特别是下山采区；
- （3）产量较大，经常出现上下区段同时生产，需要简化通风系统的采区；
- （4）运输上山和轨道上山均布置在底板岩石中，需要探清煤层情况，或为提前掘进其他采区巷道的采区。

（二）上山的位置和方式

上山的层位选择，要根据煤层和围岩的稳定情况、巷道维护状况、服务期限、装备条件等技术因素，并通过掘进费、维护费及各项生产经营费的计算比较以及煤柱损失率等指标的对比，才能最终确定其合理位置。一般可有以下几种布置方式。

1. 两条煤层上山

两条上山布置在底部同一薄煤层中，其走向间距一般取 20~25m。这种布置方式为两条上山分别与两翼区段平巷间的连接带来不便，皆处于同一层位，需增设绕道（顶绕或底绕）妥善处理上山、平巷间连接的相互交叉关系。两条上山布置在同一煤层中适用于单一薄及中厚煤层、煤层群最下一层为薄或中厚煤层或产量不大、服务年限不长的采区。否则应将一条上山布置在上部另一煤层中（图 10-9a）。

2. 一岩一煤上山

当煤层群最下一层为维护条件较好的薄或中厚煤层时，可将轨道上山布置在该煤层中，如图 10-9b 所示。运输上山布置在底板岩石中（距煤层底板法线距离为 10~12m，与轨道上山走向间距为 20m）。这种布置可减少一些岩石上山工作量，适用于产量不大、服务年限不太长的采区。

3. 两条岩石上山

在煤层底板布置两条岩石上山如图 10-9c 所示。其走向间距为 20~25m，轨道上山至

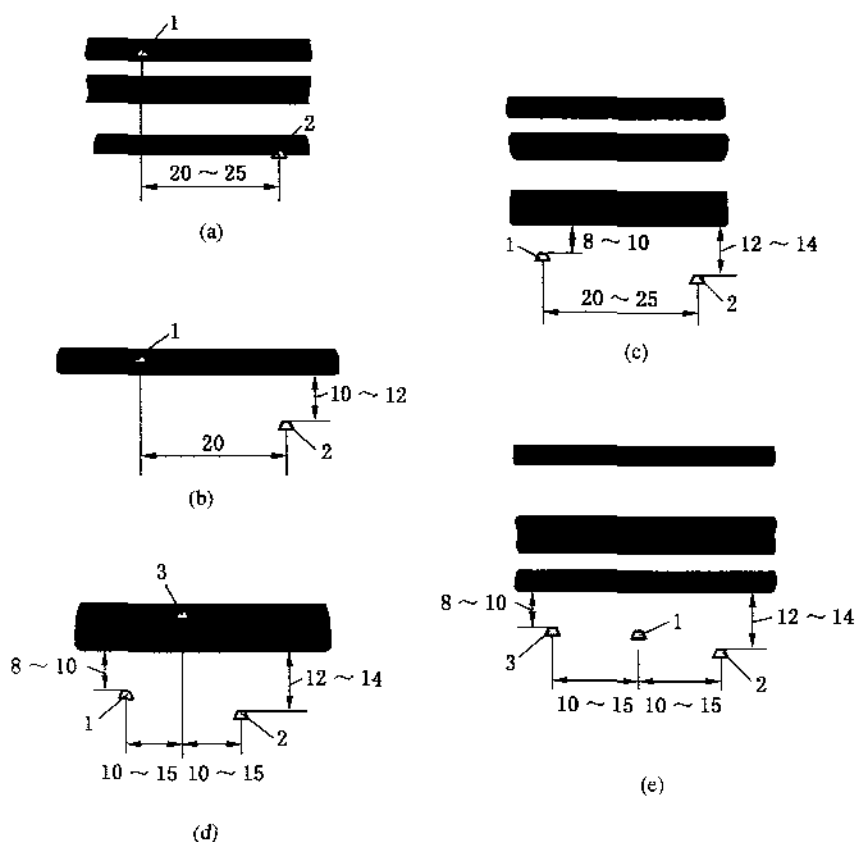


图10-9 采区上山的位置

1—轨道上山；2—运输上山；3—通风、行人上山

煤层底板法线距离为8~10m，运输上山为12~14m，两上山层位差距为4~6m，使两条上山分别连接两翼的区段平巷不交叉。这种布置适用于煤层群最下一层为厚煤层或开采单一厚煤层的采区。

4. 两岩一煤上山

为了进一步弄清地质构造和煤层情况，在煤层中增设一条通风、行人上山，先掘煤层上山，为两条岩石上山导向。在生产中，煤层上山用作通风、行人。为减少维护费用，煤层上山可随着区段的开采逐渐报废。三条上山相互关系如图10-9d中所示，其走向间距可缩小。

5. 三条岩石上山

在底板岩石中布置三条上山，适用于开采煤层次数多、厚度大、储量丰富的采区，以及瓦斯大、通风系统复杂的采区。三条上山相互关系如图10-9e所示。

三、采区生产能力

采区生产能力是采区内采煤工作面和掘进工作面产量之和，依单位时间内所生产的煤

量计算，一般以采区日产量（t/d）或年产量（万t/a）表示。

采区生产能力不仅对采区巷道布置有极大影响，而且是采煤方法、生产技术等系统经济因素的集中反映，同时直接关系到矿井的生产技术水平。

近年来，由于采煤机械化水平不断提高，机采工作面平均月产可达2万t，最高可达10万t。大型联合布置的采区，一般年产为45~60万t，有的高达百万吨以上。

高产、稳产工作面为采区集中生产创造了有利条件，集中生产联合布置的采区，又促进了高产稳产工作面的发展。采区集中、机械化生产在技术经济上具有很大的优越性。

当然，加大采区生产能力，实现采区集中、机械化生产是煤炭工业发展的方向，但是在确定采区生产能力时，要根据具体条件，作具体分析。

在煤层薄，层数少，煤层间距很大，地质结构复杂，断层、褶曲多，矿井瓦斯含量大，有煤及瓦斯突出危险等条件下，过分强调集中、采区联合布置、安排多工作面同时生产，就达不到预期效果，反而会陷于被动。

采区生产能力要和矿井生产能力相适应，同时还必须与采区储量相适应。

由于地质变化或技术条件限制，采区范围不能增大，采区储量有一定限制，而矿井又必须满足设计生产能力的要求，如果采区过分集中生产将会造成采区服务年限过短，采区接替紧张。

采区生产能力是综合性的能力，是由各生产环节的生产能力组成的。在采区内，采煤机和输送机械必须配套。此外，工作面生产能力、平巷和上山运输能力、采区煤仓和采区车场通过能力，也必须互相适应。

一般情况下，采区生产能力是根据采煤工作面的产量和个数来决定的。

四、采区走向长度

合理的采区走向长度，对于提高矿井及采区生产技术经济指标，保证采区高产、稳产具有重要意义。

随着采区生产能力的增加，采区走向长度需相应增加，否则采区服务年限过短。

机械化开采及工作面推进速度加快，同时将给工作面机械设备的搬迁带来困难，因此必须加大采区走向长度，以充分发挥机械效能、减少工作面搬迁次数、减少辅助工时、提高劳动生产率。

但是，不分析具体条件，无限制地加大采区走向长度也是不合理的。

由于各矿井的地质条件、生产能力、机械化水平、设备更新情况、技术管理水平各不同，所以对于采区走向长度不能统一规定，必须根据具体条件，选择合理的采区走向长度。

一般情况下，双翼采区的走向长度为800~1000m，对于综采工作面，有条件的应尽量跨越上山（下山或石门）回采，其采区走向长度一般为1000~1500m，当不能跨越上山（下山或石门）回采时，其采区走向长度一般为1500~3000m，对于底板松软、巷道维护困难、地质构造复杂或自然发火期短的煤层，以及装备水平低的小矿，采区走向长度可适当缩短。

五、工作面长度

工作面长度合理与否，要看它能否促进工作面高产、稳产。一般来说，加大工作面长

度可获得较高的产量，能提高劳动生产率，降低吨煤成本。同时，较长的工作面，可以减少区段数目，因而减少区段平巷掘进工作量和护巷煤柱损失。但是工作面过长，将降低工作面推进速度、降低循环率，不利于高产、稳产及降低成本。

现根据采煤方法和煤层厚度所要求的工作面的最短长度，将我国某些大型矿井所采用的工作面长度列于表 10—1 中。

表 10—1 工作面最短长度

煤 层		采 煤 方 法	工作面长度/m		
倾 斜	厚度/m		炮 采	机 采	综 采
缓斜和倾斜	<1.3	长壁开采	70	100	120
	>1.3		120	140	150
	>3.5	厚煤层倾斜分层开采	100	120	150
急 斜	—	台阶开采与掩护支架开采	50	—	—
			40	—	—

六、采区车场、煤仓和装车站

采区车场是采区上（下）山与区段平巷或阶段运输大巷连接处一组巷道和硐室的总称，是采区巷道的组成部分。根据所处的位置，可分为上部、中部和下部车场。

采区车场的通过能力应与采区生产能力相适应，并且生产系统要简单、安全可靠、掘进量小、便于施工和维护。

1. 上部车场

上部车场是采区上山和区（阶）段回风巷之间的联络巷道，并担负运输、通风和行人的任务。其基本形式有两种：甩车场和平车场。

图 10—10 所示为双向上部甩车场，它是采用绞车将矿车沿轨道上山提升到甩车道以上，经甩车道下甩到左右区段回风平巷。

图 10—11 所示为平车场，它是将车场绞车房和回风巷布置在同一标高上，轨道上山的上端用水平轨道巷（即平车场）与区段回风巷或总回风巷贯通。矿车或材料车经轨道上山提到平车场摘钩，然后沿岔巷进入总回风巷。

2. 中部车场

在煤层中布置上山时，多采用单向斜甩绕道式车场，如图 10—12 所示。

上山两翼工作面采出的煤，经区段运输平巷运到运输上山。材料、设备车由轨道上山经甩车道运到区段轨道平巷。

为避免区段轨道平巷与上山相交，两翼区段轨道平巷用绕道联系。

3. 下部车场

下部车场是采区车场中最重要的部分，是采区和阶段运输大巷连接的枢纽，最常用的是绕道式车场。

图 10—13a 所示为阶段运输平巷作为装车站的顶板绕道式车场，图 10—13b 所示为底板绕道式车场。这种车场的特点是装车站设在阶段运输大巷内，轨道上山的绕道从大巷的顶

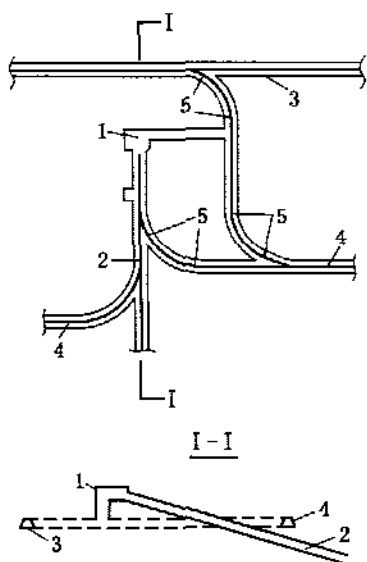


图10-10 双向甩车场

1—绞车房；2—轨道上山；3—阶段回风大巷；
4—区段回风平巷；5—甩车道

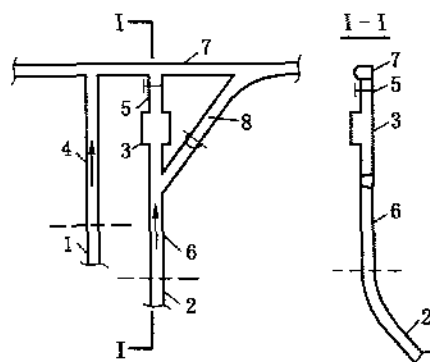


图10-11 平车场

1—运输上山；2—轨道上山；3—绞车房；4—联络石门；
5—绞车房回风巷；6—平车场；7—总回风道；8—岔巷

板绕向大巷。

这种车场有较长的石门和绕道，可存放大量的矸石车和材料车，机动灵活性大，不影响阶段运输平巷的运输。

图10-14 所示为装车站设在环行绕道内的采区下部车场。这种车场多布置在稳定的底板岩层中。这种车场通过能力大，但车场工程量较大，适用于大型采区。

七、采区采出率

采区内留设的煤柱，有一部分可以回收，有的煤柱往往不能完全回收，致使煤炭资源

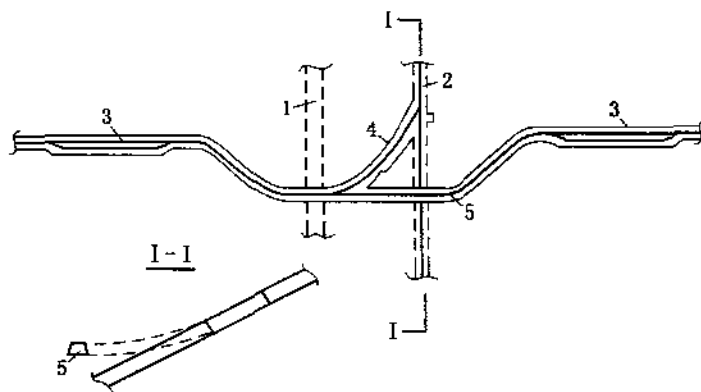


图10-12 单向斜甩绕道式车场

1—运输上山；2—轨道上山；3—区段轨道平巷；4—甩车道；5—绕道

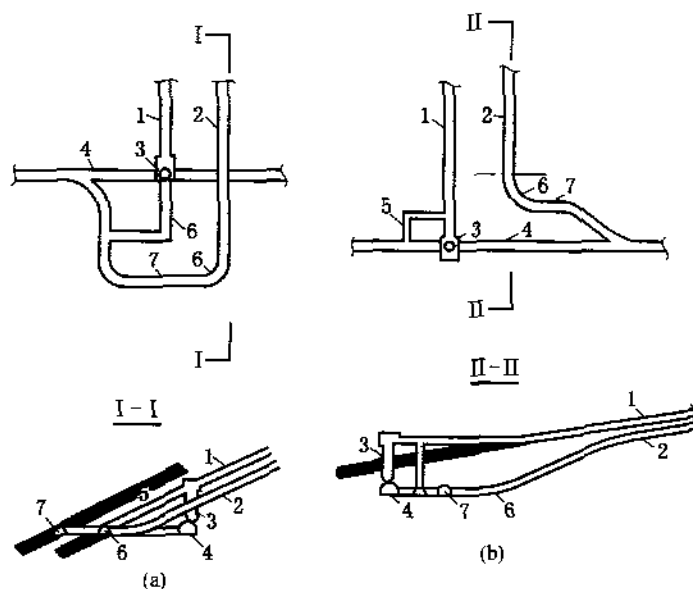


图10-13 大巷装车站采区下部车场

a—顶板绕道, b—底板绕道

1—运输上山; 2—轨道上山; 3—采区煤仓; 4—大巷; 5—人行道; 6—材料车道; 7—绕道

损失。因此, 采区实际采出的煤量低于实际储量。采区内采出的煤量与采区内工业储量的百分比称为采区采出率, 其计算公式为

$$\text{采区采出率} = \frac{\text{采区工业储量} - \text{开采损失}}{\text{采区工业储量}} \times 100\%$$

采区开采损失主要指采区内各种煤柱损失及工作面回采中的落煤损失。为了提高采区采出率, 在采区巷道布置上应积极采取措施, 少留煤柱或不留煤柱, 并尽量减少落煤损失。

工作面落煤损失, 主要包括未采出的工作面顶板余煤或煤皮, 以及遗留在底板上的浮煤和运输过程中泼洒出的煤。工作面采出率可用下式表示:

$$\text{工作面采出率} = \frac{\text{工作面实际采出煤量}}{\text{工作面煤炭实际储量}} \times 100\%$$

(10-2)

国家对采区和工作面采出率规定了控制指标。采区采出率: 厚煤层不低于75%, 中厚煤层不低于80%, 薄煤层不低于85%; 工作面采出率: 厚煤层分层工作面不低于93%, 中厚煤层不低于

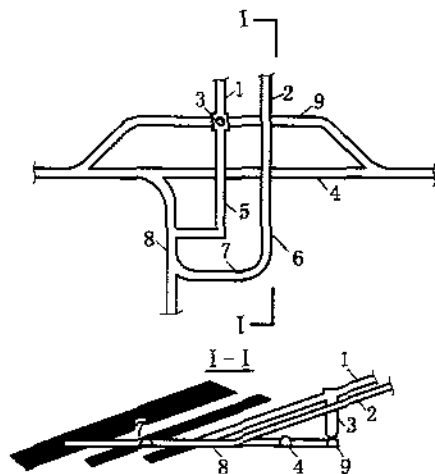


图10-14 绕道式装车站采区下部车场

1—运输上山; 2—轨道上山; 3—采区煤仓; 4—大巷; 5—人行道; 6—材料车道; 7—顶板绕道; 8—采区石门; 9—顶板绕道装车站绕道

95%，薄煤层不低于97%。

八、采区煤柱尺寸

确定保护煤柱合理尺寸，取决于煤层所承受的压力大小和煤柱本身的强度。通常煤层埋藏深、厚度大、围岩软时煤柱承受的压力就大。煤柱强度取决于煤层的力学性质，煤柱尺寸，同时也与巷道支护情况及巷道维护时间有关。

到目前为止，虽然有许多计算煤柱尺寸的方法，但都不能全面和准确地反映所有因素对煤柱尺寸的影响。因此采区煤柱尺寸的确定必须通过具体矿井进行实际观测和总结大量现场实测资料解决。以下各种煤柱尺寸可供参考。

(1) 采区上山（下山）煤柱沿走向一侧宽度：

薄及中厚煤层	$\geq 20\text{m}$
厚煤层	30~40m

(2) 区段平巷一侧煤柱宽度：

薄及中厚煤层	8~15m
厚煤层	15~20m

(3) 主要运输大巷、总回风巷沿煤层布置，上下每一侧煤柱宽度：

近水平煤层	$\geq 40\text{m}$
缓斜煤层	25~40m
倾斜煤层	15~25m
急斜煤层	10~15m

(4) 相邻采区之间隔离煤柱宽度一般为10m。

(5) 断层煤柱尺寸应根据断层落差，含水性等具体情况而定。落差大、含水量丰富的断层一侧留设30~50m煤柱；落差小的一侧可留10~15m煤柱；再小可以不留煤柱。



思考题

1. 什么叫双翼采区？什么叫单翼采区？
2. 上山采区式准备方式的优点、缺点和适用条件是什么？
3. 条带式准备方式的优点、缺点和适用条件是什么？
4. 分层平巷布置有哪几种类型？各有什么优缺点？
5. 采区上山条数如何确定？
6. 如何确定合理的采区走向长度？
7. 什么是采区生产能力？如何合理地确定？
8. 什么是采区车场？有几种类型？
9. 采区上山的布置方式有哪几种？
10. 联合布置上山采区准备方式具有什么特点？适用条件是什么？

第十一章 矿山压力及其控制

在煤层没有开采之前,岩体处于平衡状态,当煤层开采以后,形成了地下空间,破坏了岩体的原始状态,引起岩体内应力重新分布,并一直延续到岩体内形成新的平衡为止。在应力重新分布过程中,使围岩产生变形、移动、破坏,从而对工作面、巷道及围岩产生压力。通常把这种因围岩移动而产生的压力称为矿山压力。

在矿山压力作用下,出现了如冒顶、底鼓、煤岩片帮、支架破坏、煤和瓦斯突出等破坏现象,通常把这些现象称为矿山压力现象或矿山压力显现。

矿山压力的大小与围岩的性质有关,为了保证安全生产,必须了解工作面矿山压力的活动规律及围岩性质,以便采取控制措施。

第一节 煤层围岩分类

围岩的性质,尤其是力学性质对采掘工作面的压力显现影响最大。

岩石通常为脆性体,有些为弹塑性体,它的力学性质表现为:抗压强度(σ_c)大于抗剪强度(σ_s), σ_s 大于抗弯强度(σ_w), σ_w 大于抗拉强度(σ_t),即

$$\sigma_c > \sigma_s > \sigma_w > \sigma_t$$

抗拉强度远小于抗压强度,一般抗拉强度只有其抗压强度的1/15~1/20。

岩石在外力的作用下,将产生变形和破坏,但变形都很小,只有千分之几到万分之几。岩石破碎通常表现为拉性;有时也表现为剪性,如弹塑性岩石。

由于岩石为非均质体,组成的成分又不同,再加原生和次生的影响,从而形成了复杂的力学性质——异向性。例如,岩层中具有层理、节理等弱面,沿这些弱面方向的岩石抗拉强度,远小于其他方向的抗拉强度,有些甚至完全失去抗拉能力。又如虽属同种岩石,由于构造裂隙影响,它们的力学性质,往往相差很大。

对采煤工作面影响最大的围岩是煤层顶部岩层。因此,通常在研究煤层围岩性质时,重点研究煤层顶板性质,至于煤层底部岩层,只有在急倾斜煤层开采时,才具有实际意义。

根据我国岩层的实际情况,一般把直接顶分为3类:

一类直接顶(不稳定)——回采时若不及时支护,很易造成局部冒顶,如裂隙、发育的泥岩、页岩、泥页岩等:

一类直接顶(中等稳定)——顶板虽然受到裂隙的切割,但局部尚完整,如砂质页岩,其岩层强度较大;

三类直接顶(稳定)——顶板允许暴露较大面积而不垮落,直接顶完整,稳定性好,不易发生局部冒顶,如砂岩或坚硬的砂质页岩;

四类直接顶(非常稳定)——煤层上方直接赋存着坚硬难冒的基本顶,如厚层致密砂岩、石灰岩等。

基本顶（老顶）分类尚无统一规定，现根据基本顶对工作面的压力（初次和周期来压）及初次来压的步距，把老顶分为4类，介绍如下：

I类基本顶——初次和周期来压不明显，来压时缓和无冲击。

II类基本顶——初次和周期来压很明显。

III类基本顶——初次和周期来压强烈。

IV类基本顶——平时顶板无压力，采空区暴露面积达几千甚至上万平方米不垮落，初次和周期来压时，顶板垮落常形成狂风、巨响。

第二节 工作面矿山压力的显现规律

一、支承压力

（一）支承压力的形成

当煤体未采动前，煤体内的应力处于平衡状态，煤体上所受的力为上覆岩层的重力 γH （ γ 为岩层的重力密度； H 为煤层距地面的深度）。

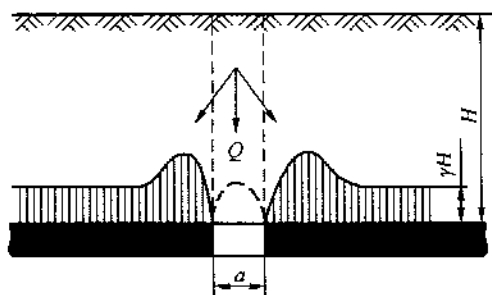


图11-1 煤体内开掘开切眼后应力重新分布

a —开切眼宽度， Q —开切眼上部岩体重量。

H —煤层距地面深度； γ —上覆岩层重力密度

当在煤体内开掘开切眼后，破坏了应力的平衡状态，引起应力重新分布，如图11-1所示。这时在开切眼上部顶板内形成了自然平衡“压力拱”。开切眼上部岩体重量 Q 由两侧煤壁平均分担。因此，在开切眼两帮煤体中，产生了应力集中现象，这种集中应力称为支承压力。它的大小为原始应力 γH 的1.25~2.5倍，最大值可为原始应力的2~4倍或更大。

由于“压力拱”的存在，开切眼处于减压状态。随着工作面推进，开切眼扩大了，“压力拱”破坏而消失。在工作面前方的煤体中，同样产生支承压力带，其范围自工作面前方2~3m起直至10~45m，有时可达近100m，最大支承压力区，约距煤壁5~15m左右。在工作面后方，当采空区充填物压实到一定程度后，也产生支承压力带。前后两个支承压力带，随工作面推进而移动（图11-2）。

从图11-2看出，由于采动影响的结果，在工作面前方煤体中和工作面后方的采空区内，根据压力分布不同可分为3个区：

a ——减压区，所受应力小于原始应力；

b ——增压（支承压力）区，所受应力大于原始应力；

c ——稳压区，所受应力等于原始应力。

在采煤工作面上下两端的区段煤柱内，也由于采煤和掘进区段平巷而形成支承压力，它的分布特征和工作面前方的支承压力基本相同。当采煤工作面推进较长距离后，区段煤柱内的支承压力，可随顶板垮落而逐渐消失。

（二）影响支承压力大小、分布的因素

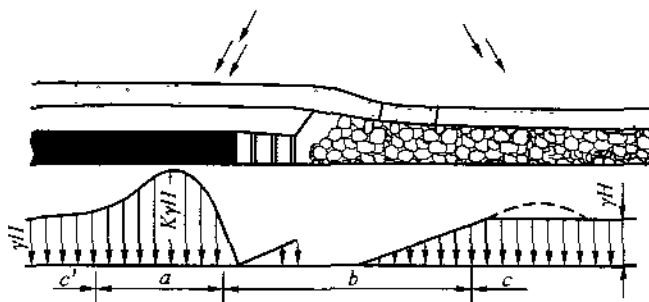


图 11-2 工作面围岩应力分布
a—减压区；b—增压区；c、c'—稳压区

支承压力的大小及其分布与顶板暴露的面积和时间、开采深度、采空区充填程度、顶底板岩性、煤质软硬有关。

采空区顶板暴露面积越大，时间越长，顶板压力就越大，而支承压力的分布范围和集中程度越大。

开采深度越大，暴露顶板的重量越大，支承压力也越大。

采空区充填程度越密实，煤壁内支承压力越小。例如采用全部充填时，上部顶板下沉后，很快就会被充填物支撑，这时暴露顶板岩层的重量转移到周围煤体上的压力就小。因此，采用全部充填法处理采空区比采用全部垮落法处理采空区时，煤壁内的支承压力分布范围和大小要小得多。

顶板岩层越坚硬，顶板压力分布越均匀，支承压力的集中程度就比较小。例如，砂岩顶板，支承压力的影响范围可达到工作面前方100m左右；泥质页岩顶板，支承压力的影响范围不到30~40m。若顶板的裂隙发育，则支承压力比较集中，影响范围也较小。

底板岩层坚硬，支承压力影响范围大，但集中程度小。

煤质坚硬，支承压力比较集中，影响范围较小；反之，煤质松软，变形和破坏程度越大。则支承压力分布范围越大，集中程度越低。

(三) 支承压力显现规律

由于支承压力的作用，可导致顶板预先下沉、煤壁破碎片帮、产生冲击地压、煤和瓦斯突出等现象。

在支承压力的作用下，工作面前方尚未暴露的顶板，已经开始下沉。一些实际资料表明，顶板下沉量可达15~60mm，甚至达100mm。当顶板比较坚硬，煤层较厚或较软时，顶板下沉量较大。

由于顶板预先下沉，可能产生裂隙，因而增加了工作面和工作面前方区段平巷的压力。为了防止区段平巷的支架压坏，事先必须采取措施，如增设抬棚、斜撑支架等。

工作面的煤壁，在支承压力作用下，产生变形破坏，导致煤壁破碎片帮成斜面；破碎范围与煤质硬度和支承压力大小有关，一般为1~3m；工作面前方煤壁内支承压力的峰值向煤壁内转移，增压区（支承压力区）斜向煤壁里面（图11-2中的b）；减压区扩大；稳压区向煤壁里面转移。

煤层压碎，虽增加了片帮的机会，对安全不利，但可减轻落煤工作，浅截式采煤机就是采落压碎范围内的煤，因而破落煤时阻力小。

当顶、底板均为厚而坚硬的岩层，煤质很坚硬，开采深度又较大，形成很大的支承压力时，就可能产生冲击地压。冲击地压是矿山压力显现中最猛烈的形式。冲击地压是煤和岩层在矿压作用下，急剧地破碎和被抛出现象。在我国煤矿里，常常听到煤层内轰鸣声，有时可能发生煤被压出或顶板下沉及断裂现象，这些都是轻微冲击地压的显现。大规模的冲击地压发生时，可能抛出大量碎煤、冲倒支架、压垮煤柱、顶板大量垮落，造成暴风袭击或巨大震动，有时还会波及地面，甚至影响范围达几公里。

冲击地压在煤矿中经常会遇到，尤其是随开采深度的增加，更会频繁出现。为了避免冲击地压发生而造成重大事故，必须降低支承压力的集中程度，例如采用充填法处理采空区；采空区内不留煤柱；避免两个工作面相向回采，以防止形成支承压力的重叠。

支承压力集中程度高，不仅可能产生煤层突出，还可能伴随大量瓦斯突出，造成煤和瓦斯突出事故。

综上所述，生产中必须重视支承压力的作用和影响，在开采自然条件不能改变的情况下，从开采技术上，应尽量设法减轻支承压力集中程度。除上述措施外，还可加快工作面推进速度，减少顶板暴露时间；也可缩小控顶距，减小支承压力。

二、工作面初次来压

当工作面从开切眼向前推进，顶板暴露面积随之扩大，直接顶垮落充填采空区，基本顶仍完整地支承在两帮煤壁上，形成双支板梁构件。当板梁跨度随着工作面推进增大到一定的范围，如图11-3所示的 L_1 时，由于基本顶的自重和上覆岩层的作用使基本顶断裂垮落。这时，工作面已不再处于基本顶掩护之下，顶板迅速下沉而破碎，通常把采空区基本顶第一次大面积垮落称为初次垮落。由于基本顶初次垮落，使工作面压力增大，故称为初次来压。初次来压对工作面影响一般持续2~3d。基本顶初次垮落时，工作面距开切眼煤壁的距离 L_1 称为初次垮落步距或初次来压步距。 L_1 值与基本顶岩性、厚度以及地质构造等因素有关，一般为10~30m，少数达50~70m。

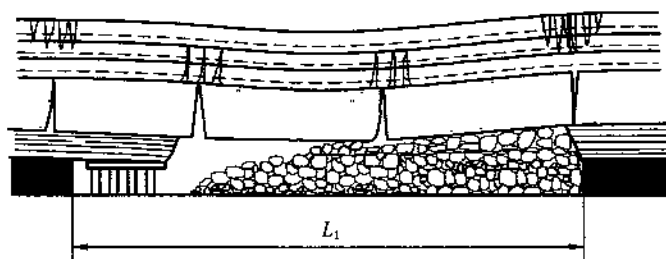


图11-3 基本顶初次垮落

初次来压的特点是：工作面顶板下沉量和下沉速度急增，甚至出现台阶式下沉；顶板破碎；甚至出现与煤壁平行的裂隙，有时发出巨大的断裂声；支架受力增大；采空区局部冒顶；煤壁严重片帮。

初次来压时，工作面要采取措施，如沿放顶线加强支护（增设排柱、木垛、斜撑、抬棚）、强制放落顶板等。

三、周期来压

基本顶初次垮落后，工作面暂时免除了基本顶下沉的影响，支架受力减轻，基本顶由双支板梁变为悬臂梁（图11-4）。上覆岩层的重量主要由基本老顶悬臂梁直接传给煤壁，部分由垮落的矸石承担。

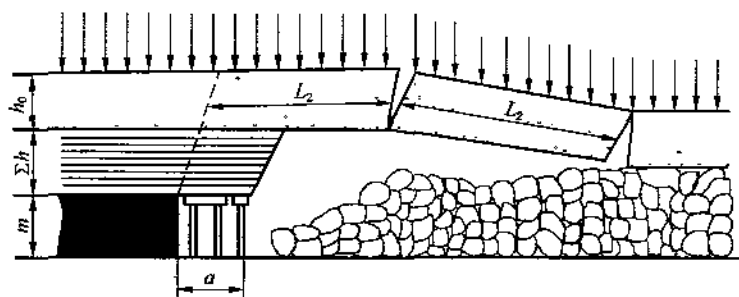


图11-4 基本顶周期垮落（来压）示意图

L_1 —周期垮落步距； h_0 —基本顶厚度； Σh —直接顶厚度； m —煤层厚度

当工作面推进到一定的距离，基本顶悬臂长达图11-4所示的 L_2 时，在自重和上覆岩层的作用下，又会产生断裂垮落，这时同样会给工作面带来增压现象。当工作面再继续推进，这部分垮落的基本顶被甩入采空区，工作面又处于基本顶悬梁掩护之下，恢复到前述的状态。继工作面的推进，基本顶的垮落与工作面增压现象重复出现。这种垮落与来压随工作面推进而周期性的出现，称为基本顶周期垮落和周期来压。两次周期来压之间的距离称为周期垮落（来压）步距。周期垮落步距同样与基本顶岩性有关，一般为6~30m，多数为10~15m。

由于周期来压前，基本顶呈悬梁状态，而初次来压前，基本顶呈双支板梁状态。因此，在工作面内，周期来压步距小于初次来压步距，它们的关系大致为：

$$L_2 = (1/2 \sim 1/4)L_1$$

周期来压特点与初次来压类似。

四、顶板下沉

在工作面推进过程中，采空区不断扩大，上覆岩层移动下沉而破坏，根据破坏的特征，上覆岩层沿竖直方向自下而上可分为三带：冒落带、裂隙带、弯曲下沉带（图11-5）。在这三带中，冒落带和裂隙带直接关系到工作面的顶板管理，弯曲下沉带对工作面没有多大影响。

1. 冒落带

易冒落的直接顶，不规则垮落，碎胀的岩块将填满采空区，形成冒落带，支撑老顶。当松软岩层很厚时，冒落的高度可视为直接顶的厚度。当直接顶厚度不大，冒落的岩块填不

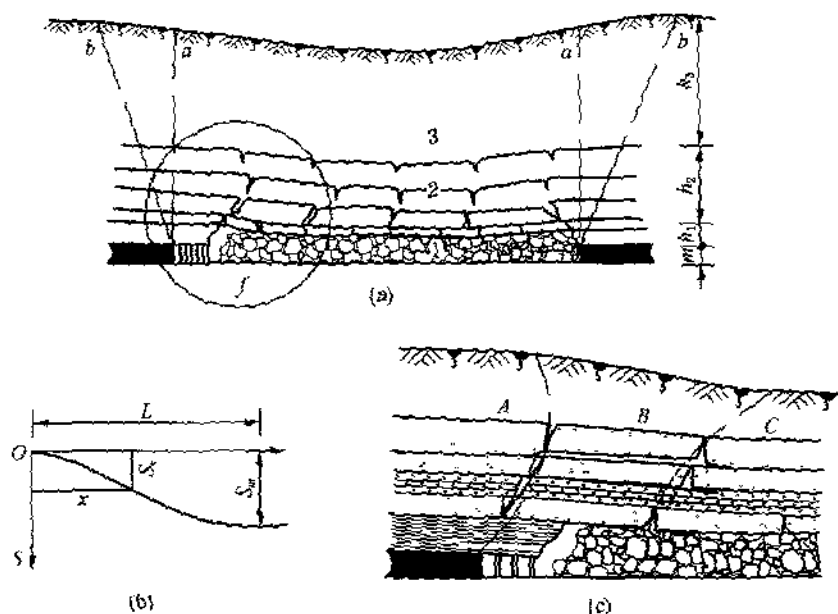


图11-5 岩层移动推测图

a—岩层内部破坏推测区；b—裂隙带岩层移动曲线；c—沿工作面推进方向的分区
1—冒落带，2—裂隙带，3—弯曲下沉带

满采空区，老顶悬空。这种情况下，老顶也将发生部分垮落，使工作面压力增大。

根据采高（煤层厚度） M ，可按下式估算直接顶的冒落厚度。

$$h = \frac{M}{k-1}$$

式中 h ——直接顶的冒落厚度，m；

M ——采高（煤层高度），m；

k ——顶板岩层碎胀系数，一般为1.3~1.5。

2. 裂隙带

位于冒落带之上的老顶岩层，总是一端支承在煤壁上，另一端支承在采空区的碎石充填堆上。在上覆岩层的压力作用下，冒落的岩块逐渐压实。因此，上覆岩层也随之逐步弯曲下沉，成段折断或产生许多裂隙，但不冒落仍整齐排列，形成裂隙带。其厚度根据实测一般为采高（煤层厚度）的7~17倍左右。

由于裂隙带内岩层的性质和厚度不一致，所以各层的弯曲下沉量不同，这样必然产生离层现象。如直接顶比较厚，没有全部垮落，而直接顶的强度一般又小于老顶强度，因此在直接顶与老顶之间也会产生离层。

离层现象，往往可能产生冲击地压，引起工作面切顶、折断支架，造成重大事故。

裂隙带岩层在水平方向上又可划分为三个区（图11-5c）：

A区：从工作面前方30~40m开始到工作面后方2~4m，该区内顶板变形特点是水平位移剧烈，垂直位移微小，甚至有些情况下，顶板还会有上升现象。显然是由于工作面煤

壁支撑使顶板呈张拉变形的结果，所以称煤壁支撑区。

B区：从工作面后方2~4m至30m左右，顶板剧烈下沉破断，且各岩层下沉速度由下向上逐渐减小，层与层之间产生离层，称为离层区。

C区：工作面后方30m以远，已断裂的岩块又重新受到采空区冒落矸石的支撑，由下向上各岩层的下沉速度逐渐增大，层间进入相互压实的过程称重新压实区。

由此可见，A区和C区的岩层分别为煤壁（刚性体）和矸石（柔性体）所支撑，B区的岩层则离层悬空，说明工作面的覆岩中存在着某种“结构”，使之实现平衡，而工作面在这种“结构”保护下完成采煤作业过程。

工作面支架的任务，就是有效地控制矿山压力并尽可能使其上覆岩层不离层，尤其是直接顶不离层。为此，要求支架有足够的支撑力（工作阻力）和一定的可缩性。支撑力大，可减少上覆岩层下沉量，从而减少离层的可能性。但是支撑力再大，也不可能避免上覆岩层的挠曲下沉。因此，要求支架有一定的可缩量，否则支架会被压断。

为避免支架折断而产生离层，要求支架可缩量与顶板下沉量一致。

3. 弯曲下沉带

裂隙带上方直到地表的岩层为弯曲下沉带，这部分岩层不产生裂隙或仅产生极微小的裂隙，并在采空区上方的地面形成一个比开采范围大的空间。

第三节 工作面支架的结构、性能和选择

为了保证回采空间的安全，对工作面显现的矿山压力，必须有效地控制。工作面支架就是控制矿压的一种结构物。根据使用条件不同，支架的性能（工作阻力和压缩量）和工作状态（受力后的性能反映）也不同。

按支架的组合形式，工作面支架可分为两类：单体支架和液压自移式支架。

一、单体支架

单体支架是指，由单体支柱与横梁或柱帽组成的支架。前者称为悬臂支架或棚子支架；后者称为带帽顶柱（点柱）。常用的支柱有：木支柱、刚性金属支柱、摩擦式金属支柱、液压支柱。常用的横（顶）梁有木顶梁和金属顶梁。

1. 木支柱

木支柱的纵向抗压强度一般为2000MPa，而横向抗压强度仅为600MPa。所以纵向支柱具有刚性，其可缩量仅为0.5%~1%，而柱帽或横梁具有较大的可缩性。在薄煤层中支柱直径一般为10~14mm；中厚煤层一般为14~18mm，采高增加，其直径相应加大。

木支柱的工作性能差、利用率低、消耗量大且资源有限，因此使用很少。

2. 摩擦式金属支柱

刚性金属支柱是由钢管或钢轨加工制成，本身无缩性，工作时顶部的木质柱帽，具有较小的可缩性。一般只适用于极薄煤层，或顶板下沉量极小且煤层厚度变化不大的薄煤层。

目前使用最多的摩擦式金属支柱有两种：急增阻式的HZJA型和微增阻式HZWA型。

急增阻式HZJA型摩擦式金属支柱结构如图11-6所示，由柱体、活柱、顶盖、锁箍、水平楔、底座组成。

这种型号支柱的工作特性见图11-7所示。特性曲线的斜率主要由活柱的斜度而定,活柱的斜度愈大,则特性曲线的斜率也愈大,而支柱的可缩量就小;反之,活柱斜度小,特性曲线斜率也小,支柱可缩量就大。由于HZJA型支柱的活柱斜度较大,受力被压缩时工作阻力增加很快,故称为急增阻式支柱。由于支柱允许可缩量较小,因此这种支柱多用于薄煤层或顶板比较稳定且下沉量较小的煤层。

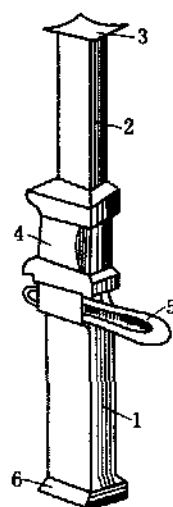


图11-6 HZJA型摩擦式金属支柱

1—柱体；2—活柱；3—顶盖；
4—锁箍；5—水平楔；6—底座

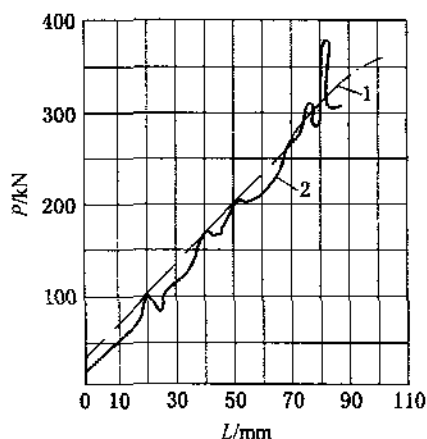


图11-7 HZJA-1000型摩擦式金属支柱工作特性曲线

1—实验室测定结果；2—井下测定结果

微增阻式HZWA型摩擦式金属支柱结构如图11-8所示,由活柱、柱体、锁箍、水平楔,顶盖组成。

这种支柱的锁紧机构比较复杂,具有自动锁紧作用。当顶板来压时,支柱工作阻力随之上升,活柱下缩。由于活柱斜度较小,受压后工作阻力缓慢上升,故称为微增阻式支柱。它的工作特性曲线如图11-9所示。

这种支柱具有较大的初始工作阻力(即自动锁紧后的工作阻力)和较大的可缩量,不易因过载而损坏,适用于顶板下沉较大的煤层。

为了保证支柱的正常工作性能,应经常清除活柱表面和锁紧机构内的煤粉、铁锈、油垢等。

3. 单体液压支柱

液压支柱是利用高压油或乳化液来升柱支撑顶板。高压油(乳化液)由外部泵站供给,也可把油事先注入支柱内,再靠支柱本身内的油泵加压为高压油。前者称为外注式支柱;后者称为内注式支柱。

图11-10所示为外注式单体液压支柱。该支柱结构比较简单,它是依靠外部管路系统经注液枪向支柱供液,液压支柱泵站和主管路可以与推溜千斤顶合用,由设在区段平巷内的泵站集中供给多根支柱使用。现场广泛使用外注式支柱。

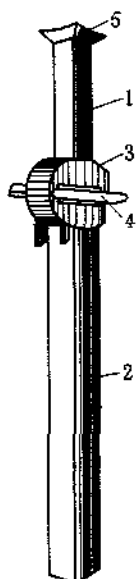


图 11-8 HZWA 型

摩擦式金属支柱

- 1—活塞，2—缸体，3—摩擦环。
4—安全阀；5—顶盖

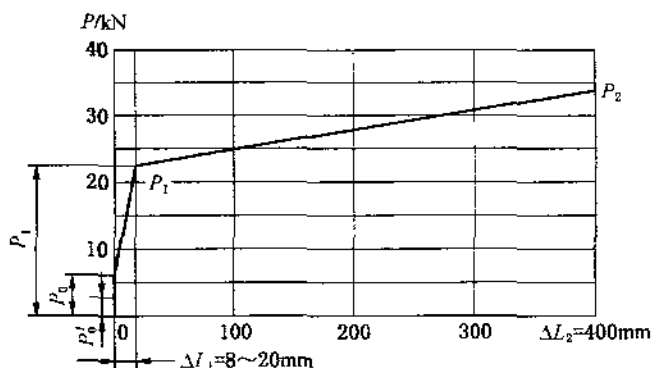


图 11-9 HZWA 型摩擦式金属支柱

特性曲线

- ΔL_1 —自动夹紧时的可缩量； ΔL_2 —最大工作阻力时的可缩量；
 P_0' —初撑力； P_1 —起始阻力； P —初始
工作阻力； P_2 —最大工作阻力

升杆架设支柱时，液压支柱的初撑力可达 70~110kN。当顶板下沉压缩下油腔内的油时，支柱的工作阻力急增到额定工作阻力，此时，支柱有微小的压缩，如顶板继续下沉。当下油腔内的油压大于支柱的额定工作阻力时，安全阀打开，油外泄，活柱下缩。工作阻力略有下降，油压也随之下降，安全阀又重新交替启闭。这样，保证支柱工作阻力基本恒定，同时又能随顶板下沉而下缩，这种支柱又称为恒阻式支柱，它的特性曲线如图 11-11 所示。

单体液压支柱适用于倾角小于 25° 的缓斜或近水平煤层，当采取可靠的安全措施时，可在 25°~35° 的倾斜煤层中使用，也可用煤层底板比较坚硬，抗压强度一般应大于 20MPa 的非爆破落煤工作面。

单体液压支柱应与铰接顶梁配套使用，不能与木顶梁配套使用。

顶梁中使用最多的是金属铰接顶梁，如图 11-12 所示。顶梁一般利用 15kg/m、18kg/m、24kg/m 的矿用钢轨制成。

木顶梁由于利用率低，消耗量大，因而很少使用。

柱帽一般是长 0.3~0.6m、厚 50~100mm 的半圆木或木板制成，受压后它具有较大的可缩性。

棚子支柱是由一梁二柱或一梁三柱组成的框式支架，顶梁上面通常背上板皮或笆片。一般用于顶板比较破碎的煤层。

戴帽顶柱是由一根立柱和一个柱帽组成，立柱可用圆木或钢管、钢轨制成。一般用于直接顶比较完整的或薄煤层工作面。若顶板稳定或极薄煤层，可不用柱帽，直接采用顶柱。

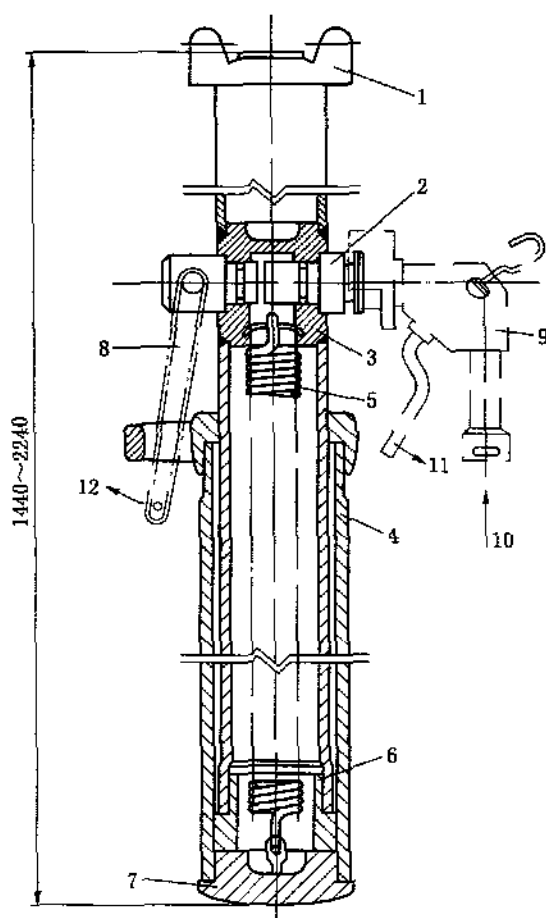


图 11-10 外注式单体液压支柱

1—顶盖；2—三通阀；3—活柱体；4—油缸；5—复位弹簧；6—活塞；7—底座；8—卸载手把；
9—注液枪；10—泵站供液；11—注液时操纵手把方向；12—卸载时动作方向

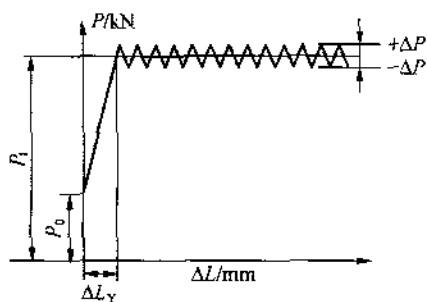


图 11-11 单体液压支柱的工作特性曲线

P_0 —初撑力； P_1 —额定工作阻力；
 ΔL_Y —增阻期下缩量

单体支柱的选择。影响单体支柱选择的主要因素是顶底板岩性及煤层厚度（采高）。

根据顶底板的性质，选取相应的支柱强度或工作阻力，如直接顶厚而松软，则应选用强度（工作阻力）较大的支柱。

根据煤层最小厚度（采高）和周期来压时顶板最大下沉量来选取支柱的最小高度。由于顶板下沉，要求支柱的允许可缩量与顶板下沉量相适应。

单体支柱容易插入底板，尤其是松软底板或遇水膨胀的底板。根据实际资料，松软底板的插底量比较大，活柱下缩量只占顶板下沉量的 20% 左右；坚硬底板，采用木柱帽或木面梁，活柱下缩量约占顶板下沉

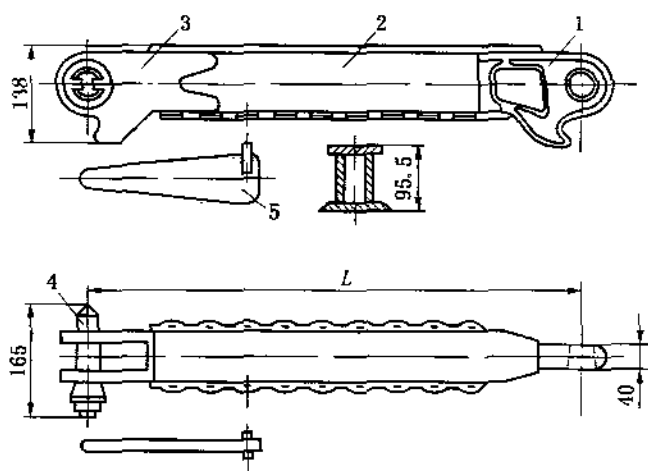


图 11-12 HDJA 型金属顶梁

1—接头；2—梁体；3—耳子；4—销子；5—圆角线

量的 $10^\circ \sim 60^\circ$ ；坚硬底板，采用金属顶梁，活柱下缩量占顶板下沉量的 60%。

综上所述，在选用单体支柱时，除考虑采高和顶板压力外，还要考虑顶板下沉量、支柱压缩量和插底量、柱帽压缩量以及支柱结构等。根据部分煤矿采用金属支柱的工作面，在控顶范围内，支柱的平均支撑力达 $80 \sim 160 \text{ kPa}$ 时，就能维持住顶板，平均受力达 200 kPa 的情况不多。在布置支柱时，可参考上述数值，调整支柱密度来选取支柱的支撑力。

二、自移式液压支架（液压支架）

上述的单体支架，基本上都是手工操作、劳动强度大、工序多、支回柱速度慢、效率低、安全程度低，大大限制了采煤机械效能的发挥。为了解决支护与落煤不相适应的情况，必须实行支护工作机械化。自移式液压支架就是一种维护回采空间的机械化支护设备。它以高压液体为动力，使支护顶板、移架、切顶、推移输送机等工序一起完成。

实践表明，液压支架具有支护性能好、强度高、移设速度快、安全可靠等优点。它与可弯曲输送机和采煤机配合使用，就组成了回采工作面的综合机械化设备，实现了综合机械化采煤。

近年来，为适应综合机械化采煤的需要，液压支架获得了迅速的发展，各种类型支架可达数百种。就使用情况来看，现主要在开采缓斜薄及中厚煤层时，获得了广泛的成功应用。

目前国产的液压支架类型有：BZZC 型、TZ 型、WKM-400 型、DM-400 型、ZYZ 型、ZY 型等。

按液压支架与围岩的相互作用，可分为支撑式、掩护式和支撑掩护式。

1. 支撑式液压支架

这种液压支架是最早的一种类型，应用仍较广泛。按其构造与动作的不同，有垛式和节式。

垛式液压支架的外形和作用好像木垛一样，故称为垛式液压支架（图11-13）。它由梁、立柱、挡矸帘、底座、推移装置、操作控制装置等组成。

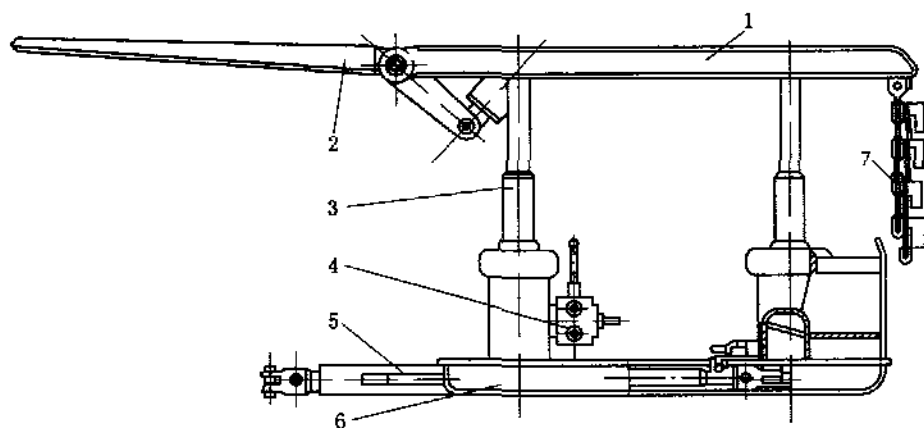


图11-13 垛式液压支架

1—顶梁；2—前梁；3—立柱；4—控制阀；5—推移装置；6—底座；7—挡矸帘

垛式液压支架工作阻力大，侧向稳定性和切顶性能好，工作空间较大，易满足通风要求；但由于顶梁比较宽、长，移架时顶板暴露面积较大，在直接顶破碎的条件下使用是困难的。

节式液压支架由前后立柱、顶梁、底座组成一个框节（图11-14）。通常由两个框节组成一架节式支架，有时也可由3节或更多框节组成，故称为节式液压支架。各框节之间有一定的连接，移架时，主、副架互为支点，交错前移。与垛式液压支架比较，节式液压支架结构较灵巧，重量较轻，移架时顶板暴露面积较小，对顶板适应性较好；其缺点是结构复杂，稳定性差，维护费高。一般适用于中硬或较松软的顶板，厚度为0.6~3.2m的煤层。

国产的节式支架有KD-280型、WKM-400型。

2. 掩护式液压支架

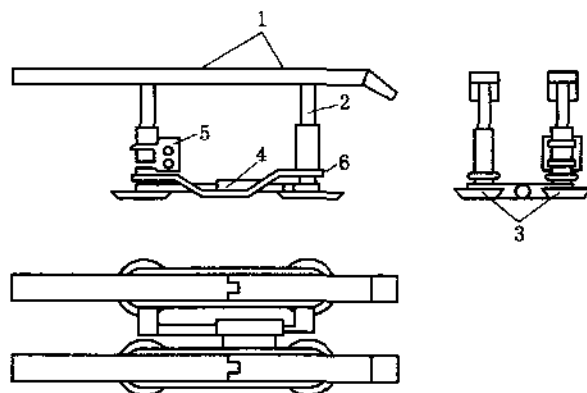


图11-14 节式液压支架

1—前梁；2—立柱；3—底座；4—千斤顶；5—阀座；6—弹簧钢带

这种支架一般由顶梁、掩护梁、底座、立柱、连杆、推移和操纵装置等组成，如图11—15所示。这种支架的顶梁较短，掩护梁较长，其上、下端分别与顶梁和底座铰接，而立柱一般是支承在掩护梁与底座之间，承受掩护梁上的矸石，故称为掩护式支架。

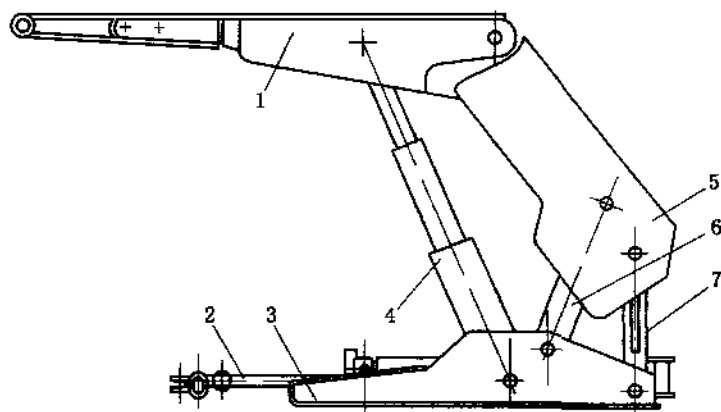


图11—15 掩护式液压支架

1—掩护梁；2—顶梁；3—立柱；4—侧护板；5—连杆；6—推移千斤顶；7—底座

这种支架防护性能好，尤其是破碎顶板情况下更为突出。但支撑力较小，切顶性能较差，工作空间较小，不利于操作和通风。

3. 支撑掩护式液压支架

这种支架，实质上就是支撑式和掩护式的组合型支架。它以支撑为主，同时又有掩护作用，故称为支撑掩护式支架。它由较长的顶梁、较短的掩护梁、四根立柱组成（图11—16）。

这种支架一般均为采用宽面顶梁、刚性或半刚性整体底座、两排四根立柱支撑在顶梁与底座之间，而掩护梁则通过连杆机构与底座相连，上端与顶梁后部铰接。

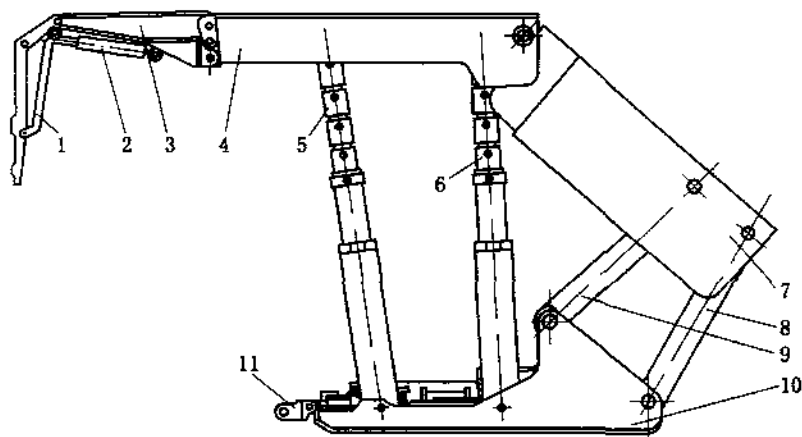


图11—16 支撑掩护式液压支架

1、2—护帮装置；3—前梁；4—顶梁；5、6—立柱；7—掩护梁；8、9—连杆；10—底座；11—推移装置

这种支架的优点是：①支撑能力大、顶梁受力好；②切顶性、防护性以及稳定性较强；③安全可靠，有较大的通风断面；④对坚硬或较破碎的各种顶板均能适应。其缺点是结构比较复杂。由于这种支架的支撑性能较好，适应性较宽，近年来获得广泛应用。

4. 液压支架的选型

液压支架的类型不同，品种繁多。使用时，应按工作条件和使用要求，确定支架的类型。

影响液压支架选型的主要因素有：地质条件（顶板的稳定性、岩性、厚度），底板的稳定性，煤的厚度（采高）、倾角，地质构造，瓦斯含量和技术经济条件。

如顶板不稳定，起伏不平，支架的整体顶梁不能有效地支撑顶板，这时就应选用铰接顶梁支架。

根据顶板岩性的不同，可采用支撑式、掩护式或支撑掩护式。

因为支架主要是支撑直接顶的重量，所以支架的工作阻力，决定于直接顶的岩性、厚度（重量）。因此，一般要求支架的工作阻力大于或等于4~6倍采高的直接顶的重量；支架的初撑力一般要求为工作阻力的20%~40%。为了避免顶板过早下沉，要求支架的初撑力大些为好，新型支架的初撑力可达工作阻力的80%以上。

煤层底板的稳定性，对支架底座的结构影响很大。当煤层底板局部变化很大时，应采用弹簧钢底座；底板松软时，应采用箱形底座。

支架的高度应与煤层厚度（采高）变化相适应。支架的最小高度，应根据煤层的最小厚度（采高）和周期来压时顶板最大下沉量来选择，即支架的最小高度应略小于煤层的最小厚度（采高）减去顶板最大下沉量。

煤层的倾角，直接影响支架的稳定性，倾角增大，支架将发生下滑、翻倒。因此，当煤层倾角大于10°时，就应安设防滑、防倒装置。

工作面内，不应有落差大于0.6m的断层，如落差过大，支架迁移困难，往往造成工作面被迫搬迁。

瓦斯含量大的煤层，支架断面（工作空间）就应满足通风要求，同时还应便于行人和操作。

如上所述，一般情况下，煤层顶板稳定、平整、坚硬、周期来压明显或强烈、倾角小于40°、厚度为0.6~3.5m的煤层，可选用迈步式（节式）支架。

顶板特别松软、破碎或中等稳定、底板平整、倾角小于或等于30°、厚度为1.6~3.0m的煤层，周期来压不明显，瓦斯涌出量不大，可选用QY型掩护式支架。

各种类型顶板（破碎、中等稳定、稳定），周期来压明显，瓦斯涌出量大的煤层，可选用支撑掩护式支架。国产ZY-3型支架适用于厚度为2.0~3.5m、倾角小于30°、底板平整、顶板中等稳定或较破碎、地质构造简单、赋存条件稳定的煤层。

支架型式的选择是否合理，必将反映到技术经济上。合理的类型，应当符合采煤效率高、吨煤成本低的要求。一般说来，掩护式和支撑掩护式支架较支撑式支架优越。因此，在可能情况下，应优先选用这两类支架。但在某些条件下，如顶板坚硬稳定，支撑垛式支架仍具有不可低估的经济和使用价值。

除上述单体支架和液压支架两类工作面支架以外，在特殊情况下，如工作面冒顶、放顶、周期来压、遇到断层等，还可采用特种支架——木垛、斜撑、抬棚、丛柱、排柱等。



思考题

1. 什么叫矿山压力？
2. 什么叫矿山压力显现？
3. 直接顶如何分类？分哪几类？
4. 基本顶如何分级？分哪几级？
5. 解释最大、最小控顶距及放顶步距的概念。
6. 什么叫支承压力？工作面周围支承压力是如何分布的？
7. 什么是工作面基本顶初次来压？什么是基本顶周期来压？
8. 采空区上覆岩层沿竖直方向如何划分？各具有什么特点？
9. 液压支架的选型应考虑哪些因素？
10. 影响单体液压支柱选择的主要因素是什么？

第十二章 采 煤 方 法

第一节 基 本 概 念

一、采场和采煤工作面

用来直接大量采取煤炭的场所，称为采场。在采场内进行回采的煤壁，称为采煤工作面。实际工作中，采煤工作面与采场是同义语。

二、采煤工作

在采场内，为了采取煤炭所进行的一系列工作，称为采煤工作。采煤工作可分为基本工序和辅助工序。把煤从整体煤层中破落下来，称为煤的破落，或简称破煤。把破落下来的煤炭装入采场中的运输工具内，称为装煤。煤炭运出采场的工序，称为运煤。煤的破、装、运是回采工作中的基本工序。为了使基本工序顺利进行，必须保持采场内有足够的空间，这就要用支架来维护采场，这项工序称为工作面支护。煤炭采出后，被废弃的空间，称为采空区。为了减轻矿山压力对采场的作用，以保证采煤工作顺利进行，在大多数情况下，必须处理采空区的顶板，这项工作称为采空区处理。此外，通常还需进行移置运输、采煤设备等工序。除了基本工序以外的这些工序，统称为辅助工序。

三、采煤工艺

由于煤层的自然条件和采用的机械不同，完成这些工序的方法也就不同，并且在进行的顺序、时间和空间上，必须有规律地加以安排和配合。这种按照一定顺序完成各项工作的方法及其配合，称为采煤工艺。在一定时间内，按照一定的顺序完成采煤工作各项工序的过程，称为采煤工艺过程。

四、采煤系统

采煤巷道的掘进一般是超前于采煤工作进行的。它们之间在时间上的配合以及在空间上的相互位置关系，称为采煤巷道布置系统。也即为采煤系统。

五、采煤方法

采煤方法是采煤工艺与采煤系统在时间上、空间上相互配合的总称，根据不同的矿山地质及技术条件，可有不同的采煤系统与采煤工艺相配合，从而构成多种多样的采煤方法。

第二节 采煤方法分类

采煤方法的分类方法很多，通常按采煤工艺、矿压控制特点，首先将采煤方法分为壁式体系和柱式体系两大类，如图12-1所示。我国煤矿采用的主要采煤方法及其分类特征见表12-1。

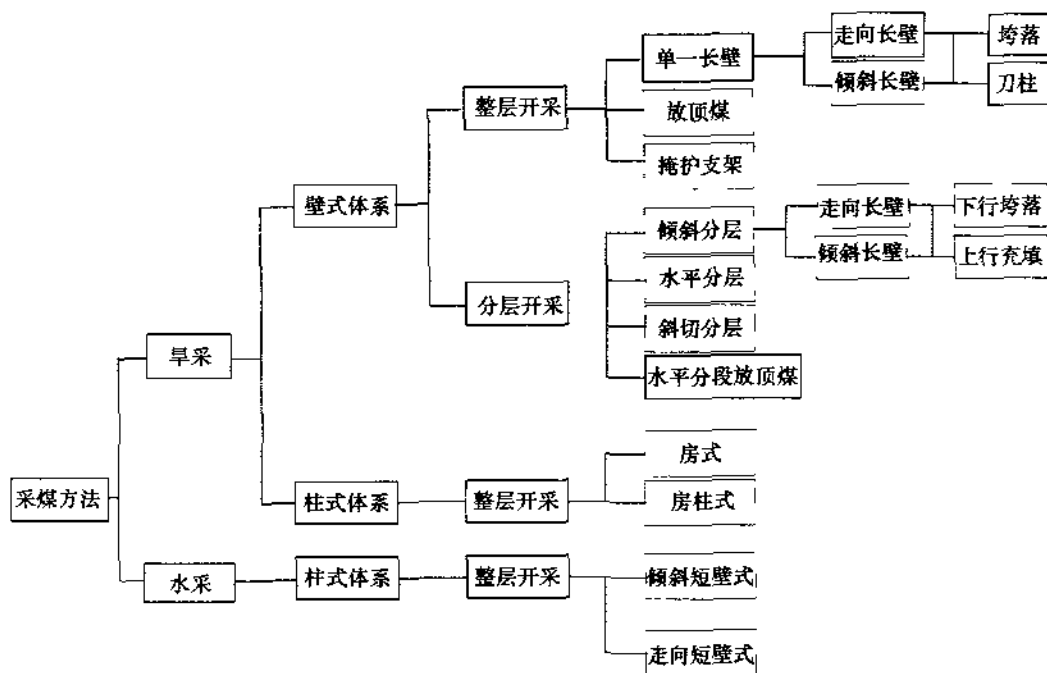


图12-1 采煤方法分类

一、壁式体系采煤方法

壁式体系采煤法又称长壁体系采煤方法，以长壁工作面采煤为主要标志，其一般特点为：

- (1) 采煤工作面长度较长，通常在80m以上；
- (2) 随着采煤工作面推进，顶板暴露面积增大，矿山压力显现较为强烈；
- (3) 采煤工作面可分别用爆破、滚筒式采煤机或刨煤机破、装煤，用与采煤工作面平行铺设的刮板输送机运煤，用支架支护工作空间，用放顶垮落法或充填法处理采空区；
- (4) 在采煤工作面两端，一般至少各有一条回采巷道，以构成完整的生产系统。

壁式体系采煤法按所采煤层倾角，分为缓斜、倾斜煤层采煤法和急斜煤层采煤法；按煤层厚度，可分为薄煤层采煤法、中厚煤层采煤法和厚煤层采煤法；按采用的采煤工艺不同，可分为爆破采煤法、普通机械化采煤法和综合机械化采煤法，（俗称分别为炮采、普采、综采）。

综采)*。按采空区处理方法不同,可分为垮落采煤法、刀柱(煤柱支撑)采煤法、充填采煤法;按采煤工作面布置及推进方向的不同,可分为走向长壁采煤法和倾斜长壁采煤法;按工作面向仰斜或倾斜推进的方向不同,倾斜长壁又有仰斜长壁和俯斜长壁之分;按是否将煤层全厚进行一次开采,可分为整层采煤法和分层采煤法。薄煤层、厚度小于3m的中厚煤层采用整层采煤法;厚度较大的中厚煤层、厚煤层既可采用整层也可采用分层采煤法。采煤方法详细分类如图12-1所示,我国采用的主要采煤方法及其特征见表12-1。

表12-1 我国煤矿采用的主要采煤方法及其特征

序号	采煤方法	体系	整层与分层	推进方向	采空区处理	采煤工艺	适应煤层基本条件
1	单一走向长壁采煤	壁式	整层	走向	垮落	综、普、炮采	薄及中厚煤层
2	单一倾斜长壁采煤	壁式	整层	倾斜	垮落	综、普、炮采	缓斜薄及中厚煤层
3	刀柱式采煤法	壁式	整层	走向或倾斜	刀柱	普、炮采	同上、顶板坚硬
4	大采高一次采全厚采煤法	壁式	整层	走向或倾斜	垮落	综采	缓斜5m以下厚煤层
5	倾斜分层走向长壁下行垮落采煤法	壁式	分层	走向	垮落	综、普、炮采	缓斜、倾斜厚及特厚煤层
6	倾斜分层倾斜长壁下行垮落采煤法	壁式	分层	倾斜	垮落	综、普、炮采	缓斜、倾斜厚及特厚煤层
7	倾斜分层长壁上行充填采煤法	壁式	分层	走向或倾斜	充填	炮采为主	缓斜、倾斜特厚煤层
8	放顶煤长壁采煤法	壁式	整层为主	走向或倾斜	垮落	综采为主	缓斜5m以上厚煤层
9	水平分段放顶煤采煤法	壁式	分层	走向	垮落	综采为主	急斜特厚煤层
10	水平分层、斜切分层下行垮落采煤法	壁式	分层	走向	垮落	炮采	急斜厚及特厚煤层
11	掩护支架采煤法	壁式	整层	走向	垮落	炮采	急斜中厚及厚煤层为主
12	台阶式采煤法	壁式	整层	走向	垮落	炮采、风镐	急斜薄及中厚煤层
13	仓储、巷道长壁	壁式	整层	走向为主	垮落	炮采	急斜薄及中厚煤层
14	水力采煤法	柱式	整层	走向或倾斜	垮落	水采	不稳定煤层、急斜煤层等
15	柱式体系采煤法(传统的)	柱式	整层		垮落	炮采	不正规条件、回收煤柱

* 俗称为不规范名称。

1. 薄及中厚煤层单一长壁采煤方法

图12-2a所示为单一走向长壁垮落采煤法示意图。所谓“单一”即表示整层开采；“垮落”表示采空区处理是采用垮落的方法。由于绝大多数单一长壁采煤法均用垮落法处理采空区，故一般可简称为单一走向长壁采煤法。首先将采（盘）区划分为区段，在区段内布置回采巷道（区段平巷、开切眼），采煤工作面呈倾斜布置，沿走向推进，上、下回采巷道基本上是水平的，且与采（盘）区上山相连。

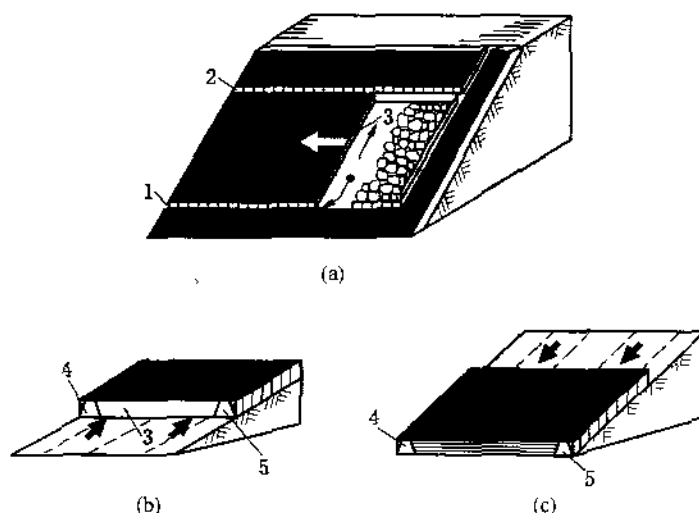


图12-2 单一长壁采煤法示意图

a—走向长壁；b—倾斜长壁（仰斜）；c—倾斜长壁（俯斜）

1、2—区段运输、回风平巷；3—采煤工作面；

4、5—分带运输、回风斜巷

对倾斜长壁采煤法，首先将井田或阶段划分为带区，在带区内布置回采巷道（分带斜巷、开切眼），采煤主工作面呈水平布置，沿倾斜推进，两侧的回采巷道是倾斜的，并通过联络巷直接与大巷相连。采煤工作面向上推进称仰斜长壁（图12-2b）；向下推进称俯斜长壁（图12-2c）。为了便于顺利开采，煤层倾角不宜超过 12° 。

当煤层顶板极为坚硬时，若采用强制放顶（或注水软化顶板）垮落法处理采空区有困难，有时可采用煤柱支撑法（刀柱法），称单一长壁刀柱式采煤法，如图12-3所示。采煤工作面每推进一定距离，留下一定宽度的煤柱（即刀柱）支撑顶板。但这种方法工作面搬迁频繁，不利于机械化采煤，资源的采出率低。

当开采急倾斜煤层时，为了便于生产及安全，工作面可呈伪俯斜布置，仍沿走向推进，则称为单一伪俯斜走向长壁采煤法。

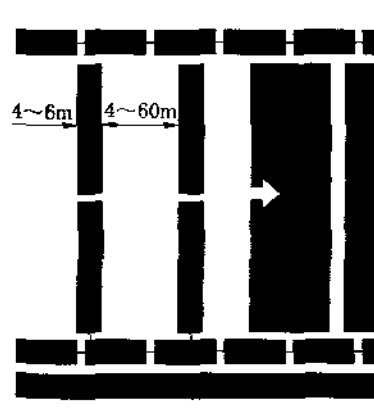


图12-3 刀柱式采煤法示意图

2. 厚煤层分层开采的采煤方法

开采厚煤层时,利用单一长壁采煤法来开采将会遇到困难,在技术上较复杂。煤层厚度超过5m,采场空间支护技术、装备目前尚无法合理解决。因此有时为了克服单一长壁开采的困难,可把厚煤层分成若干采高2~3m的分层来开采。根据煤层赋存条件及开采技术不同,分层采煤法又可以分为倾斜分层、水平分层、斜切分层,前者用于缓斜、倾斜厚煤层,后两种主要用于急斜厚煤层(图12-4)。

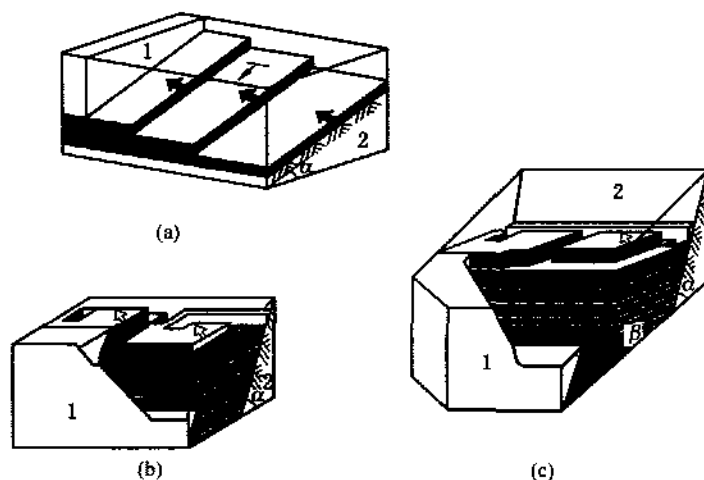


图12-4 厚煤层分层方法

a—倾斜分层; b—水平分层; c—斜切分层

1—顶板; 2—底板

倾斜分层:将煤层分成若干个与煤层层面相平行的分层,如图12-4a所示。工作面沿走向或倾斜推进。

水平分层:将煤层划分成若干个与水平面相平行的分层,如图12-4b所示。工作面一般沿走向推进。

斜切分层:将煤层划分成若干个与水平面成一定角度的分层,如图12-4c所示。工作面沿走向推进。

各分层的回采有下行式和上行式两种顺序。先采上部分层,然后依次回采下部分层的方式称为下行式;先回采最下分层,然后依次回采上部分层的方式称为上行式。

回采顺序与处理采空区的方法有极为密切的关系。当用下行式回采顺序时,可采用垮落或充填法来处理采空区;采用上行式采序时,则一般采用充填法。

不同的分层方法、回采顺序以及采空区处理方法的综合运用,可以演变出各式各样的分层采煤方法,但在实际工作中一般采用的主要有下列3种:

- (1) 倾斜分层下行垮落采煤法。
- (2) 倾斜分层上行充填采煤法。
- (3) 水平或斜切分层下行垮落采煤法。

急倾斜特厚煤层条件下，近几年来已在水平分层采煤法基础上，成功地采用了水平分段综采放顶煤采煤法，煤厚一般 25m 以上，分段高度可为 10~12m，分段底部采高约 3m，放顶煤高度 7~9m。

3. 厚煤层整层开采的采煤方法

在缓倾斜厚煤层（煤厚 3.5~5.0m）条件下，随着综采的发展，成功地采用了大采高一次采全厚的单一长壁采煤法。

在缓倾斜厚煤层（煤厚一般大于 5m）条件下，特别是厚度变化较大的特厚煤层，可采用综采放顶煤长壁采煤法。沿煤层底板开采采高 3m 左右的一个分层，随后放出上部的顶煤。

在急倾斜煤层条件下，可利用煤层倾角较大的特点，使工作面俯斜布置，依靠重力下放工作面支架，为有效地进行顶板管理创造条件，在煤层赋存较稳定条件下可成功采用掩护支架采煤法，实现整层开采。

二、柱式体系采煤方法

以房柱间隔进行采煤为主要标志，其一般特点为：

(1) 在煤层内布置一系列宽为 5~7m 的煤房，采煤房时形成窄（短）工作面成组向前推进。房与房之间留设煤柱，煤柱宽数米至二三十米不等，每隔一定距离用联络巷贯通，构成生产系统，并形成条状或块状煤柱支撑顶板。

(2) 采房时矿山压力显现较和缓，用锚杆支护工作空间，支护较简单。

(3) 采煤用爆破或连续采煤机配套设备。采煤在一组房内交替作业。

(4) 采掘合一，掘进准备也是采煤过程，回收房间煤柱时，也使用同一种类型的采煤配套设备。

高度机械化的柱式体系采煤方法一般分为房式采煤法和房柱式采煤法。

煤柱可根据条件留下不采，或在煤房采完后，再将煤柱按要求尽可能采出。前者称为房式采煤法，后者称为房柱式采煤法。由于房式采煤法与房柱式采煤法巷道布置基本相似，因此在美国将这两种方法统称为房柱式采煤法，前者称为这种采煤方法的“部分回采”方式；后者称为“全部回采”方式。

典型房柱式采煤法（图 12-5）的基本特点是采用短工作面推进，将煤柱作为暂时或永久的支撑物，采用连续采煤机、梭车（或万向接长机）、锚杆等配套设备进行采煤。随着工作面（房）推进，只用较简单的锚杆支架支护顶板，用于防止顶板岩石冒落。由于采用锚杆支护增大了工作面空间，为机械化采煤创造了有利条件。此外，由于采用同类机械采房与采柱，提高了采煤的灵活性。

工艺落后的柱式体系采煤法类型较多，除上述房柱式外，还可能有巷柱式、高落式，早期应用较多，近年来仅限于特殊条件下（如煤层赋存极不稳定或回收护巷煤柱等）使用。由于生产系统及安全性等方面存在一定问题，统称为非正规采煤法。

水力采煤主要有倾斜短壁式和走向短壁式两种。这种方法实质也是柱式体系采煤方法的一种，只是落煤和运输采用水力。

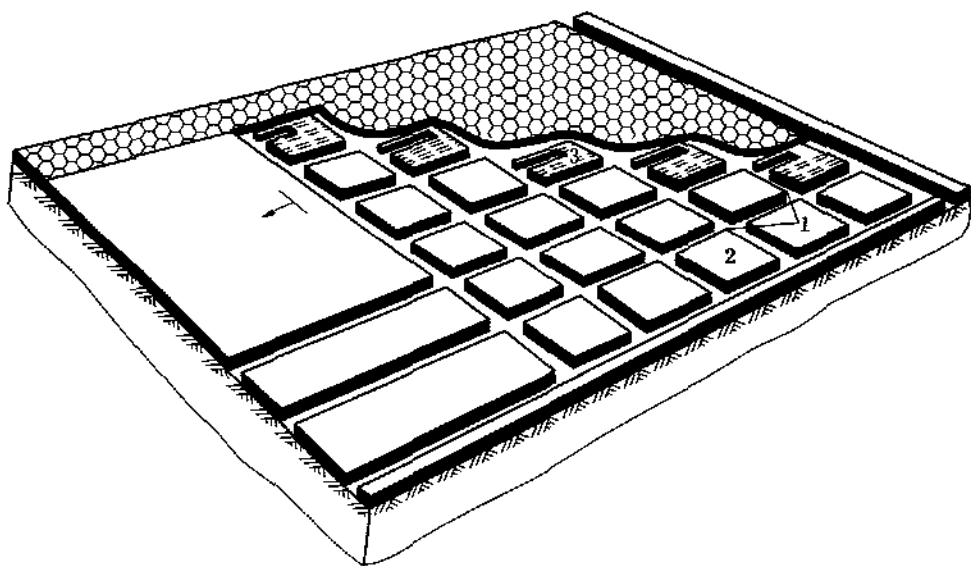


图 12-5 房柱式采煤法示意图

1—房；2—煤柱；3—采区

第三节 爆破采煤工艺

爆破采煤工艺过程包括打眼、爆破落煤和装煤、人工装煤、刮板输送机运煤、移置输送机、人工支架和回柱放顶等主要工序。

一、爆破落煤

爆破落煤由打眼、装药、填炮泥、连炮线及起爆等工序组成。要求保证规定进度，工作面平直，不留顶煤和底煤，不破坏顶板，不崩倒支柱和不崩翻工作面输送机，尽量降低炸药和雷管消耗。因此，要根据煤层的硬度、厚度、节理和裂隙的发育程度及顶板的状况，正确地确定钻眼爆破参数，包括炮眼排列、角度、深度装药量、一次起爆的炮眼数量以及爆破次序等。

一般常用的炮眼布置有：①单排眼（图 12-6a），一般用于薄煤层或煤质软、节理发育的煤层。②双排眼（图 12-6b、c、d），其布置形式有对眼、三花眼及三角眼等，一般适用于采高较小的中厚煤层。煤质中硬时可用对眼，煤质软时可用三花眼，煤层上部煤质软或顶板较破碎时可用三角眼。③三排眼（图 12-6c），亦称五花眼，用于煤质坚硬或采高较大的中厚煤层。

炮眼角度应满足的要求是：①炮眼与煤壁的水平夹角一般为 $50^{\circ} \sim 80^{\circ}$ ，软煤取大值，硬煤取小值。为了不崩倒支架，应使水平方向的最小抵抗线朝向两柱之间；②顶眼在垂直面上向顶板方向仰起 $5^{\circ} \sim 10^{\circ}$ ，具体视煤质软硬和粘顶情况而定，应保证不破坏顶板的完整性；③底眼在垂直面上向顶板方向保持 $10^{\circ} \sim 20^{\circ}$ 的俯角，眼底接近底板，以不丢底煤和不崩翻输送机为原则。

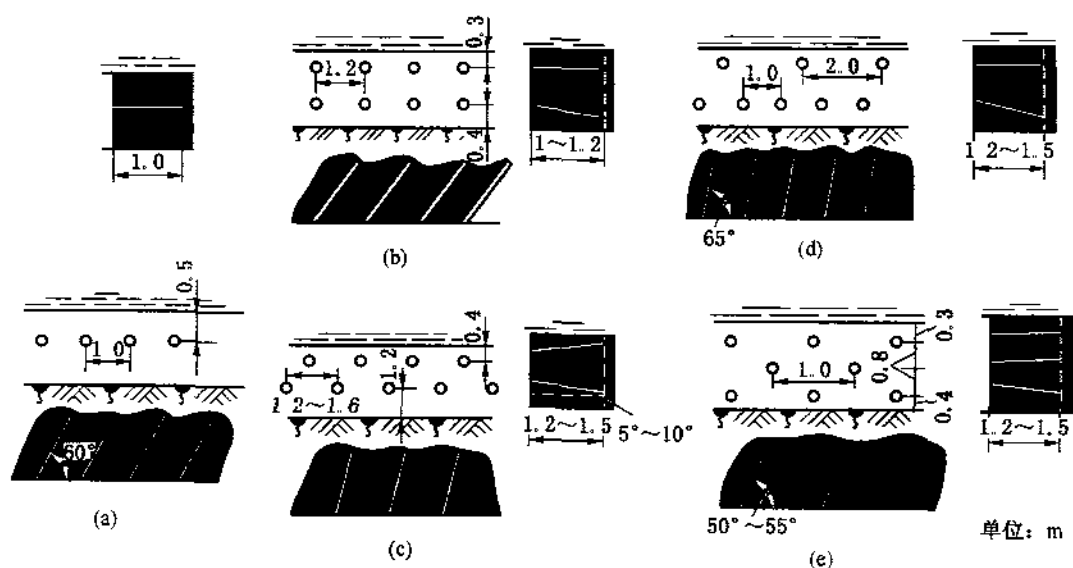


图12-6 炮眼布置图

a—单尊眼；b—对眼；c—三花眼；d—三角眼；e—三眼

炮眼深度根据每次的进度而定。一般每次进度有0.8m、1.0m、1.2m共3种，与单体支架顶梁长度相适应。每个炮眼的装药量根据煤质软硬、炮眼位置和深度以及爆破次序而定，通常为150~600g。

爆破采用串联法连线，一般将可弯曲刮板输送机移近煤壁。每次起爆的炮眼数目，应根据顶板稳定性、输送机启动及运输能力、工作面安全情况而定。条件好时，可同时起爆数十个眼；如果条件差，顶板不稳定，每次只能起爆几个眼，甚至采用留煤垛间隔爆破的办法。

近年来推广微差爆破，使爆破采煤工艺发生深刻变化。微差爆破顶板震动次数减少，爆破产生的地震波因互相干扰、抵消，从而减少了对顶板的震动，有利于顶板管理，同时微差爆破有利于提高爆破装煤率。

二、装煤与运煤

1 爆破装煤

爆破采煤工作面通常采用可弯曲刮板输送机运煤，在单体液压支柱及铰接顶梁所构成的悬臂支架掩护下，输送机贴近煤壁，有利于爆破装煤，如图12-7所示。爆破装煤率可达31%~37%。

2. 人工装煤

爆破采煤工作面人工装煤量主要由两部分构成：输送机与新煤壁之间松散煤安息角线以下的煤（图12-7）和崩落或洒落到输送机采空侧的煤。因此，浅进度可减少煤壁处人工装煤量，提高爆破技术水平，也可以减少人工装煤量。

3. 机械装煤

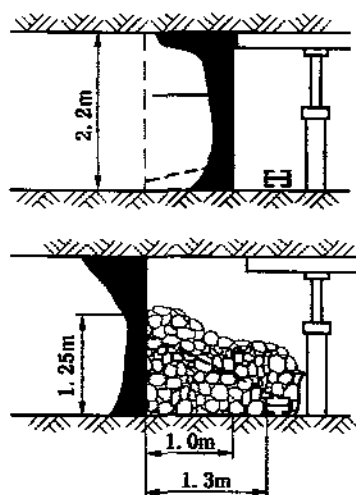


图 12-7 爆破装煤

人工装煤是炮采面各工序中的薄弱环节，为此我国各矿研制了多种装煤机械。目前使用最多的是在输送机煤壁侧装上铲煤板。爆破后部分煤自行装入输送机，然后工人用锹将部分煤扒入输送机，余下的部分底部松散煤靠大推力千斤顶的推移，用铲煤板将其装入输送机。

三、工作面支护和采空区处理

1. 工作面支护

目前，我国正规爆破采煤工作面都采用金属支柱和铰接顶梁支护，并正在推广单体液压支柱，其布置形式主要有正悬臂齐梁直线柱（图 12-8a）和正悬臂错梁三角柱（图 12-8b）。但后者现在采用较少。落煤时爆深应与铰接顶梁长度相等。最小控顶距时应有 3 排支柱，以保证有足够的回采工作空间，最大控顶距时，一般不宜超过 5 排支柱。通常推进 或两次放一次顶，即 3 或 4 排或者 3 或 5 排

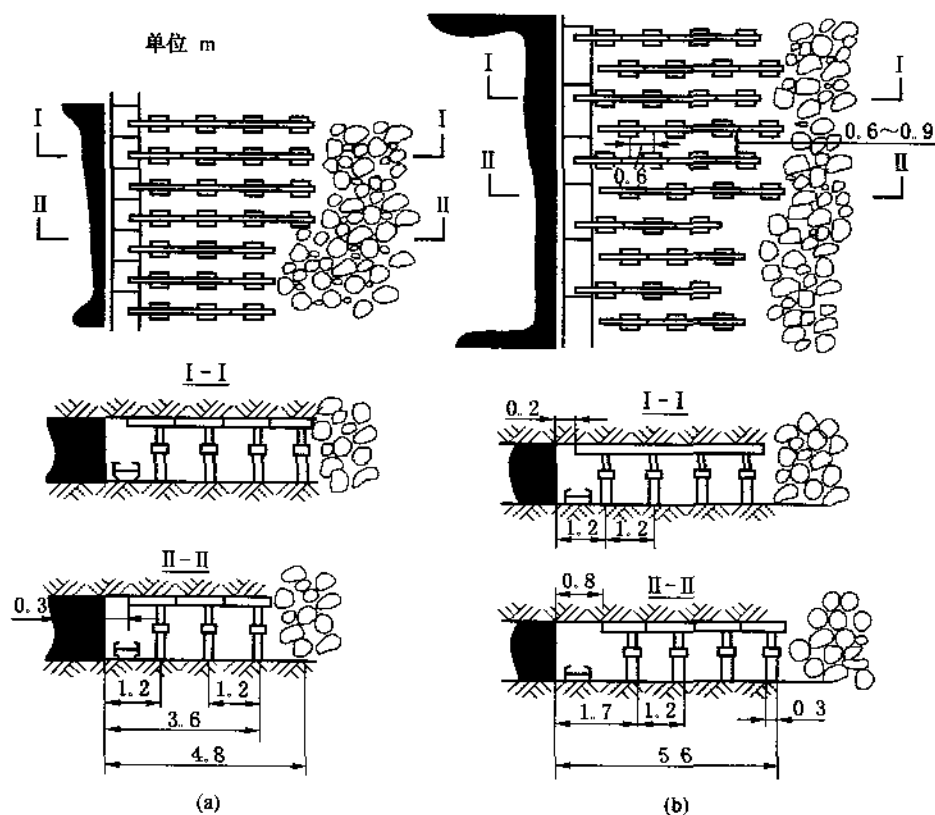


图 12-8 爆破采煤工作面使用单体支柱和铰接顶梁的支架布置形式

a—正悬臂齐梁直线柱布置，b—正悬臂错梁三角柱布置

控顶。

在有周期来压的工作面中，当工作空间达到最大控顶距时，为了加强对放顶处顶板的支撑作用，回柱之前常在放顶排处另外架设一些加强支架，称为工作面的特种支架。特种支架的形式很多，有丛柱、密集支柱、木垛、斜撑以及切顶墩等。

2. 采空区处理

随着采煤工作面不断向前推进，顶板暴露面积越来越大，为了工作面的安全及正常生产，就需要及时对采空区进行处理。由于顶板特征、煤层厚度及保护地表的特殊要求等条件不同，有多种处理方法，但最常用的是全部垮落法。

全部垮落法通常适用于直接顶易于垮落或具有中等稳定性的顶板。其方法是当工作面从开切眼推进一定距离后，主动撤除采煤工作空间以外的支架，使直接顶自然垮落。以后随着工作面推进，每隔一定距离就按预定计划回柱放顶。这样，不仅可以及时减少工作面的控顶面积，而且由于顶板垮落后破碎矸石体积膨胀而充填采空区，从而减轻工作面压力和防止对工作面产生不良影响。其主要工序是配合工作面的推进，定期地进行回柱放顶工

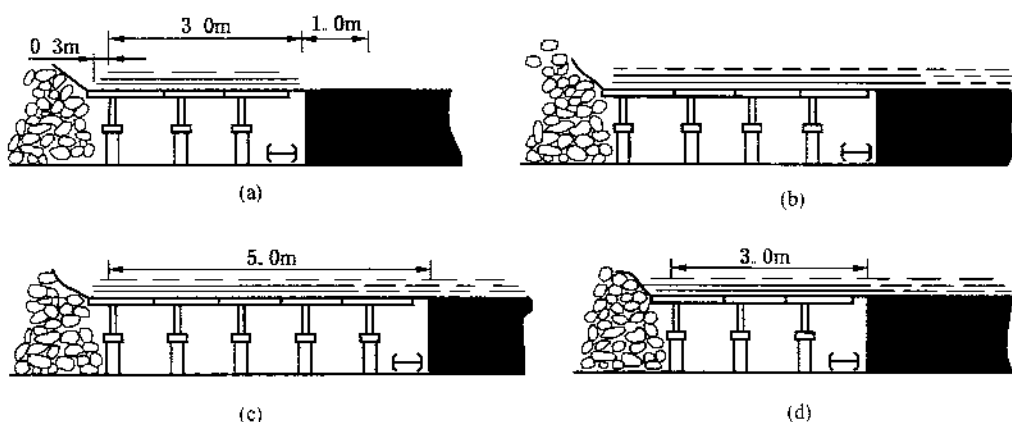


图 12-9 全部垮落法回柱放顶工序

a—最小控顶距时支架形式；b—第一次推进后支架形式，c—放顶前（最大控顶距）
支架形式；d—放顶后恢复至最小控顶状态

作，如图 12-9 所示。当工作面推进一次或两次之后，工作空间达到允许的最大宽度，即最大控顶距，应及时回柱放顶，使工作空间只保留回采工作所需要的最小宽度，即最小控顶距。如果不放顶工作面继续向前推进，就会使顶板悬伸宽度和顶板压力过大，占用支柱和顶梁过多。最小控顶距一般为 3 排支柱，最大控顶距为 4 排或 5 排支柱。最大控顶距与最小控顶距之差即为放顶步距。

采用全部垮落法处理采空区简单可靠，费用少。所以，凡是条件合适时应尽可能采用这种方法，我国开采薄及中厚煤层和大部分厚煤层，几乎都是采用全部垮落法。

第四节 普通机械化采煤工艺

一、普通机械化采煤工作面（以下简称普采面）单滚筒采煤机割煤方式

普采面的生产是以采煤机为中心的。采煤机割煤以及与其他工序的合理配合，称为采煤机割煤方式。采煤机割煤方式选择是否合理，直接关系到工作面产量和效率的提高。

1. 双向割煤，往返一刀

此方式如图12-10所示，其特点是在工作面下切口，采煤机上行割顶煤，追机挂顶梁。至上切口后，下降摇臂，翻转挡煤板，下行割底煤并清理浮煤。自输送机机尾追机移置输送机，在梁下支柱直至下切口。采煤机往返进一刀。

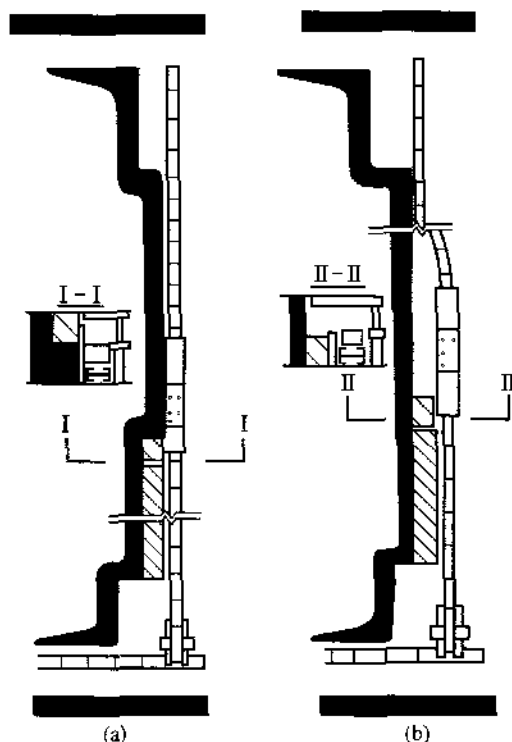


图12-10 双向割煤，往返一刀

a—上行割顶煤；b—下行割底煤

这种割煤方式适应性强，在煤层粘顶、厚度变化较大的工作面均可采用，无需人工清理浮煤。但割顶煤时无立柱控顶（即只挂上顶梁而无立柱支撑）时间长，不利于控顶；实行分段作业时，工人的工作量不均衡，工时不能充分利用。

2. “∞”字形割煤，往返一刀

此方式如图12-11所示，其特点是在工作面中部输送机设弯曲段，其过程为：①采煤机从工作面中部向上牵引，滚筒逐步升高，其割煤轨迹为A—B—C；②采煤机割至上平巷后，滚筒割煤轨迹改变为C—D—E—A，其间全工作面输送机移直；③滚筒割煤轨迹为A—E—B—F，工作面上端开始移输送机；④滚筒割煤轨迹为F—G—A，全工作面煤壁割直，而输送机输送槽在工作面中部出现弯曲段，恢复初始状态。

这种割煤方式可以克服工作面一端无立柱，控顶时间过长、工人的工作量不均衡等特点，并且割煤过程中采煤机自行进刀，无需另外安排进刀时间，在中厚煤层单滚筒采煤机普采面中常采用。

3. 单向割煤，往返一刀

如图12-12所示，该割煤方式的工艺过程为：采煤机自工作面下（或上）缺口向上（或下）沿底割煤，随机清理顶煤、挂梁，必要时可打临时支柱。机器割至上（或下）缺口后，翻转弧形挡煤板，快速下（或上）行装煤及清理机道丢失的底煤，并随机推移输送机、支设单体支柱，直至工作面下（或上）缺口。

这种割煤方式适用于采高1.5m以下的较薄煤层、滚筒直径接近采高、顶板较稳定、煤

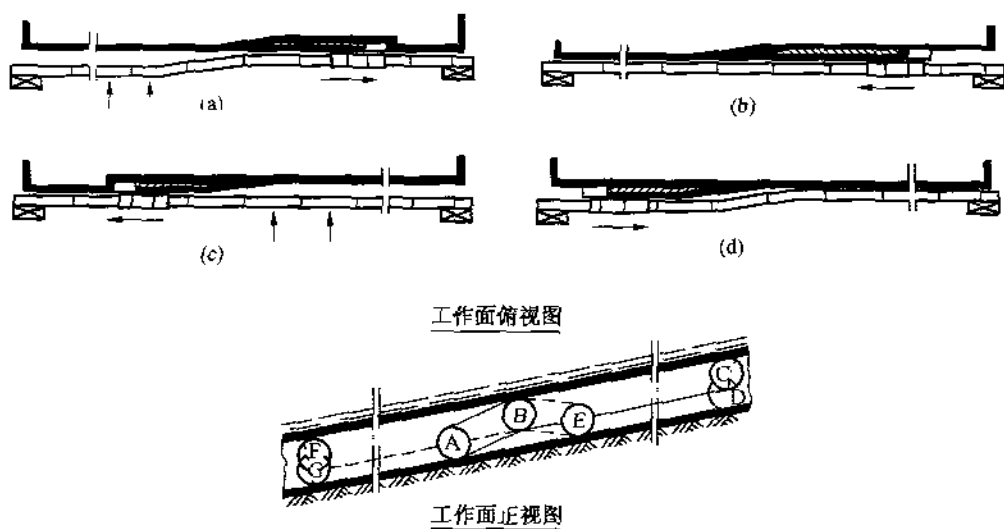


图 12-11 “∞” 形割煤，往返一刀

a—上行割顶煤；b—下行割底煤；c—推移输送机；d—割直煤壁

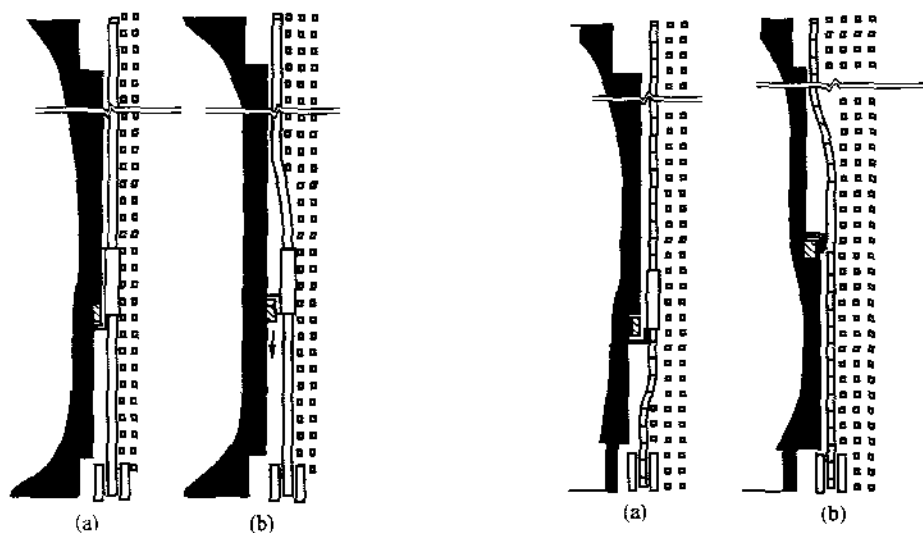


图 12-12 单向割煤，往返一刀

a—上行割煤、挂梁；b—下行装煤、推移输送机、支柱

图 12-13 双向割煤，往返二刀

a—上行割煤、挂梁、推移输送机；b—下行重复上行工序

层粘顶性强、割煤后顶煤不能及时垮落等条件。

4. 双向割煤，往返二刀

如图 12-13 所示，该方式又称穿梭割煤。首先采煤机自下缺口沿上行割煤，随机挂梁和推移输送机，并同时铲装浮煤、支柱，待采煤机割至上缺口后，翻转弧形挡煤板，下行

重复同样工艺过程。当煤层厚度大于滚筒直径时,挂梁前要处理顶煤。该方式主要用于煤层较薄并且煤层厚度和滚筒直径相近的普采面。

普采面使用双滚筒采煤机时,一般也采用双向割煤往返二刀的割煤方式。该方式在综采面普遍采用。故留待下节叙述。

二、普采面单体支架

普采面单体支架布置应与煤层赋存条件、顶底板性质相适应,并符合采煤机割煤特点,除确保回采空间作业安全外,还要力求减少支设工作量。

1. 支架布置方式

除少数顶板完整的普采面可使用带帽点柱外,一般均采用单体液压支柱或摩擦式金属支柱与铰接顶梁组成的悬臂支架。按悬臂顶梁与支柱的关系,可分为正悬臂与倒悬臂,如图12-14所示。正悬臂支架悬臂的长段在立柱的煤壁侧,有利于支护机道上方顶板;短段在立柱的采空侧,故顶梁不易被折损;倒悬臂支架则相反,由于其长段伸向采空区,立柱不易被碎矸石埋住,但易损坏顶梁。

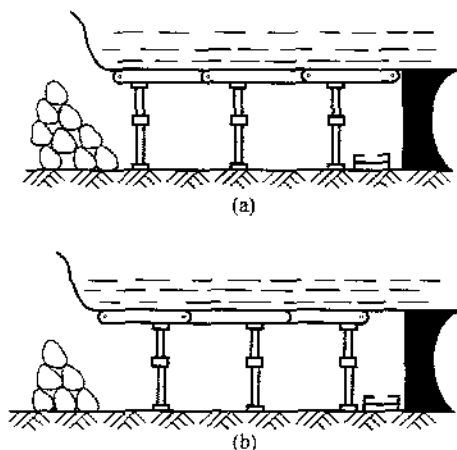


图12-14 单体支架正悬臂与倒悬臂布置
a—正悬臂布置; b—倒悬臂布置

普采面支架布置,按梁的排列特点分为齐梁式和错梁式两种(图12-15)。为了行人和工人作业方便,工作面支柱一般排成直线状,三角形排列已很少使用。

2. 支架布置特点

齐梁直线柱布置特点是悬梁端沿煤壁方向相齐,支柱排成直线。根据截深与顶梁长度的关系,又可分为梁长等于截深和梁长等于截深的2倍。

梁长等于截深时,每割一刀煤,沿工作面全部挂梁、支柱,一般全部为正悬臂支架。这种支架形式简单,规格质量容易掌握,放顶线整齐,工序较简单。便于组织和管理,当截深为0.8m和1.0m时,一般都采用这种布置方式。但这种布置方式由于截深大,每架支架都要挂梁和支柱,故

割一刀煤需时较长。因此在煤层松软、顶板稳定性差的条件下不宜使用。

当顶梁长度是截深2倍时,若全部采用正悬臂支架,则割两刀煤挂一次梁。割第一刀时每架支架打临时柱;割第二刀时,挂梁并将临时支柱改为永久支柱。因割第一刀时挂不上梁,机道控顶距太大,顶板易垮落,加之工人的工作量不均衡,故该方式使用较少。

错梁直线柱布置的特点是:截深为顶梁长度的一半;正倒悬臂支架相间;每割一刀煤间隔挂梁,顶梁向前交错;割第一刀煤时支临时支柱,割第二刀煤时临时支柱改为永久支柱,每割两刀煤工作面增加一排控顶距,该布置方式机道上方顶板暴露窄,支护及时;每割一刀煤挂梁、支柱数量少,工作量均衡;支柱成直线,行人、运料方便;在切顶线支柱不易被埋住,因此为现场多用。但对切顶不利,倒悬梁易损坏。

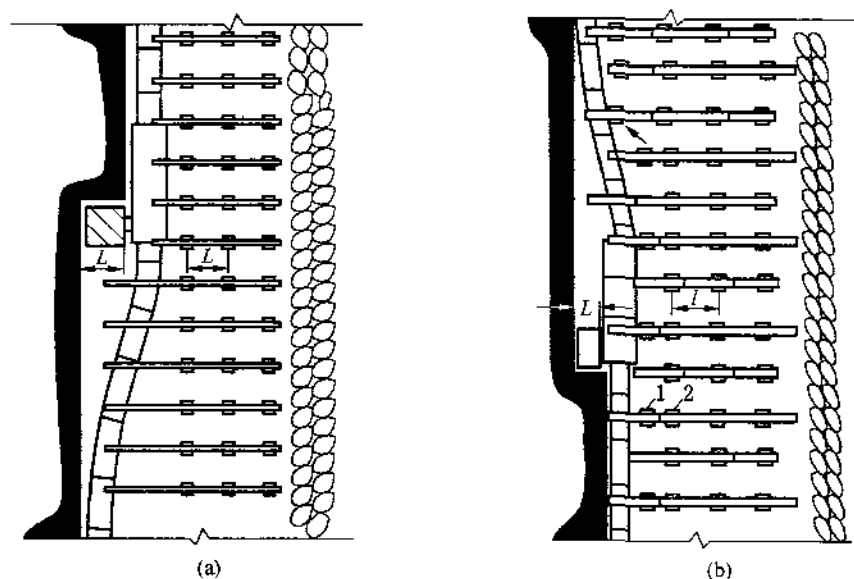


图12-15 支架齐梁式和错梁式布置
a—齐梁直线柱式布置；b—错梁直线柱式布置
1—支柱；2—正式柱

第五节 综合机械化采煤工艺

一、综合机械化采煤工作面（以下简称综采面）双滚筒采煤机割煤方式

综采面采煤机的割煤方式是综合考虑顶板管理、移架与进刀方式、端头支护等因素确定的。主要有往返一次割两刀和往返一次割一刀。

1. 往返一次割两刀

这种割煤方式也叫“穿梭割煤”，多用于煤层赋存稳定，倾角较缓的综采面，工作面为端部进刀。

2 往返一次割一刀

这种割煤方式为单向割煤，从工作面中间或端部进刀。该方式适用于以下条件：顶板稳定性差，煤层倾角大，不能自上而下移架，或输送机易下滑，只能自下而上推移；采高大而滚筒直径小，采煤机不能一次采全高；采煤机装煤效果差，需单独牵引装煤行程；割煤时产生煤尘多，降尘效果差，移架工不能在采煤机的回风平巷一端工作。

二、综采面液压支架的移架方式

我国采用较多的移架方式有3种（图12-16）：①单架依次顺序式，又称单架连续式（图12-16a），支架沿采煤机牵引方向依次前移，移动步距等于截深，支架移成一条直线。该方式操作简单，容易保证规格质量，能适应不稳定顶板，应用较多。②分组间隔交错式。③成组整体依次顺序式。

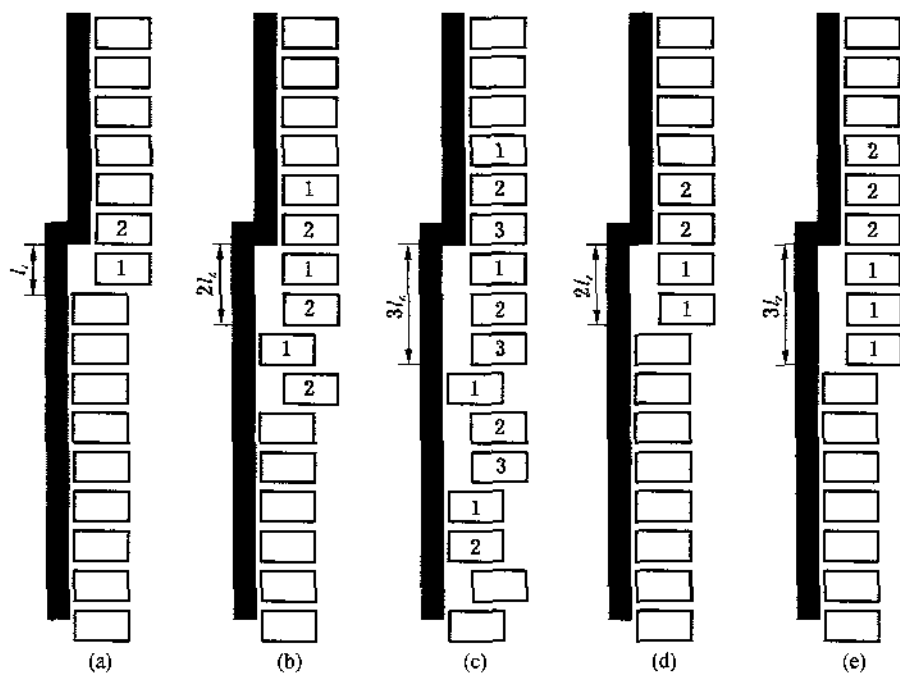


图 12-16 液压交叉移架方式

a—单架依次顺序式；b、c—分组交替交错式；d、e—成组整体依次顺序式

三、综采工作面工序配合方式

综采面割煤、移架、推移输送机 3 个主要工序，按照不同顺序有及时支护方式（图 12-17）和滞后支护方式两种配合方式。

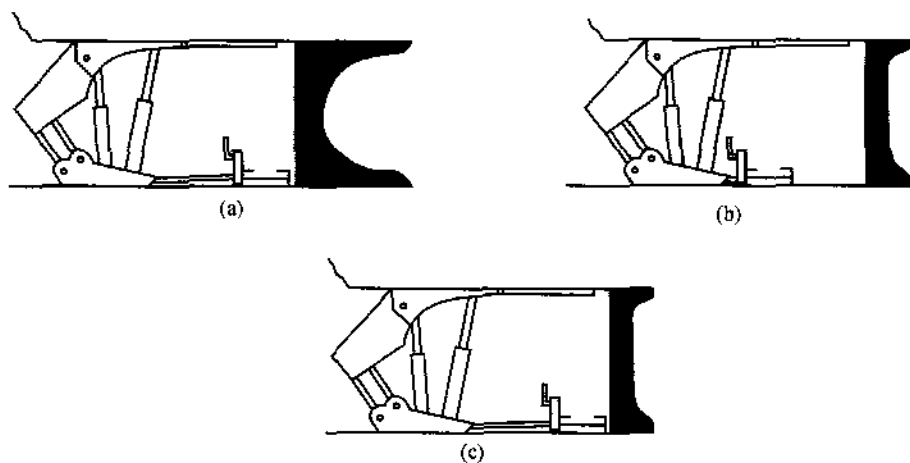


图 12-17 及时支护方式

1. 及时支护方式

采煤机割煤后, 支架依次或分组随机立即前移支护顶板, 输送机随移架逐段移向煤壁, 推移步距等于采煤机截深。这种支架方式, 推移输送机后, 在支架底座前端与输送机之间要富裕一个截深的宽度, 工作空间大, 有利于行人、运料和通风; 若煤壁易片帮时, 可先于割煤进行移架, 支护新暴露出来的顶板。但这种支护方式增大了工作面控顶宽度, 不利于控制顶板。

2. 滞后支护式

割煤后输送机首先逐段移向煤壁, 支架随输送机前移, 两者移动步距相同。这种配合方式在底座前端和机槽之间没有一个截深富裕量, 比较能适应周期压力大及直接顶稳定性好的顶板, 但对直接顶稳定性差的顶板适应性差, 在我国使用较少。

第六节 放顶煤采煤法

放顶煤采煤法是沿煤层的底板或煤层某一厚度范围内的底部布置一个采煤工作面, 利用矿山压力将工作面顶部煤层在工作面推进过后破碎冒落, 并将冒落顶煤予以回收的一种采煤方法。

一、放顶煤采煤法的分类

1. 预采顶分层放顶煤采煤法

如图12—18所示, 沿煤层顶板布置一个长壁工作面, 用爆破、普通机械化或综合机械化进行预采, 在采煤过程中, 沿底板铺设金属网。相隔一段距离后, 再沿底板布置一个综采放顶煤工作面进行开采, 并将上下工作面之间的煤层放落, 利用放顶煤工作面后面的输送机, 将放落的煤运出。这种方法由于在顶层铺设金属网, 可以减少放落煤中的含矸量。其缺点是: 需要掘进顶、底两个工作面的区段平巷及安装两个工作面的设备; 开采顶分层后一般矿山压力减弱, 不利于放落煤的破坏, 常有大块煤出现, 需要松动爆破。

2. 预采中分层放顶煤采煤法

采用这种方法时, 先在距煤层底板约3m处布置一个破煤工作面, 进行预采。而后再沿底板布置一个放顶煤工作面, 采出沿底板的煤层并回收采空区破碎了的顶煤(图12—19)。这种方法易于回收顶煤, 但当底板起伏不平时, 很难保证放顶煤工作面采高一致。同时, 因

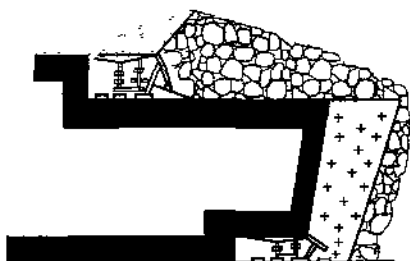


图12—18 预采顶分层顶煤采煤法

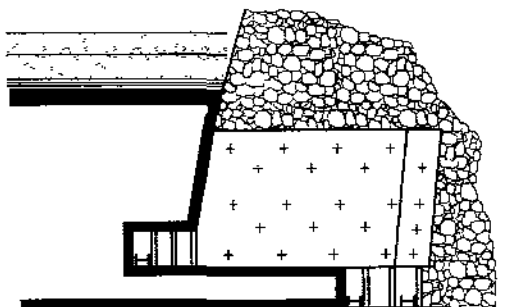


图12—19 预采中分层顶煤采煤法

为顶煤预先受到破坏，对于易于自然发火煤层，容易导致采空区煤的自然，且放顶煤时煤尘较大。

3. 整层开采放顶煤采煤法

如图12-20所示，沿底板布置一个放顶工作面采煤并回收顶煤。其优点是：回采巷道掘进量及维护量少；工作面设备少；采区运输、通风系统简单；实现了集中生产；顶煤在矿山压力作用下易于回收。缺点是煤质较软时，工作面运输及回风巷维护困难。

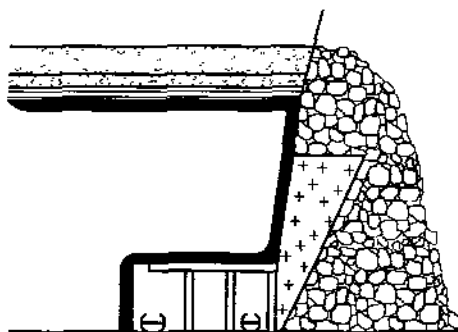


图12-20 整层开采放顶煤采煤法

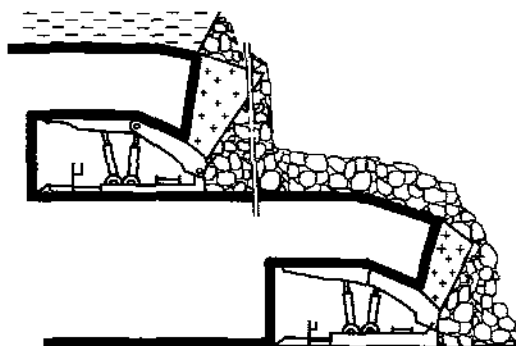


图12-21 分段放顶煤采煤法

4. 分段放顶煤采煤法

当煤层厚度超过20m乃至几十米上百米时，可以将特厚煤层分为10~12m的若干分段。上下分段前后保持一定距离，同时采两个分段，或者一个一个逐段下行回采。采用这种方法时，可以在第一个放顶煤工作面进行铺网，使以后各分段放顶煤工作，都在网下进行，以提高煤的采出率和减少煤的含矸量。当然也可以根据顶板岩性不铺网（图12-21）。

二、放顶煤工艺

放顶煤采煤法的工艺过程如下：

1. 采煤机采煤

与单-中厚煤层一样，采煤机可以从工作面端部或中部斜切进刀。采用双向割煤往返一次进一刀，下行割煤、上行装煤。距滚筒12~15m处推移输送机，完成一个综采循环。根据顶煤放落的难易程度，放顶煤工作在完成一个、两个或三个综采循环以后在检修班或放顶煤班进行。

2. 放顶煤

放顶煤工作多从下部向上部，也可以从上部向下部，逐架或隔一架或隔数架依次进行。一般放顶煤沿工作面全长一次进行完毕即一轮放完，如顶煤较厚，也可以两轮放完。在放煤过程中，如有片帮预兆，宜停止放煤。当放煤口出现矸石时，应关闭放煤口。

三、放顶煤采煤法的优点、适用条件及应注意的问题

1. 优点

(1) 在工作面采高不大的情况下，可大大增加一次开采的厚度，用于特厚煤层的开采。

(2) 简化巷道布置,减少巷道掘进工作量。

(3) 提高采煤工效。

(4) 降低吨煤生产费用。

2. 适用条件

放顶煤采煤法适用于煤层厚度5~20m或更厚的煤层;煤层倾角由缓倾斜到倾斜或急倾斜厚煤层;煤质比较松软易冒落,冒落块度不大;顶板容易垮落。

3. 应注意的问题

(1) 应采取措施提高煤炭采出率。

(2) 防止煤的自然和瓦斯爆炸事故的发生。

(3) 继续完善控制顶煤下放的技术措施。



思考题

1. 什么叫采场?什么叫采煤工作面?
2. 什么是采煤工作?采煤工作可分为哪几种工序?
3. 什么是采煤工艺?什么叫采煤方法?
4. 爆破采煤法采煤工作面炮眼布置有哪几种方式?
5. 普通机械化采煤工作面采煤机有哪几种割煤方式?
6. 普通机械化采煤工作面的支架有哪几种布置方式?各有什么优缺点?
7. 综合机械化采煤工作面的采煤机有哪几种进刀方式?各有什么优缺点?
8. 综合机械化采煤工作面液压支架有几种移架方式?各适用什么条件?
9. 放顶煤采煤法可分为哪几类?
10. 放顶煤采煤法的优点、适用条件是什么?

为了减少采区石门、采区上山眼的开掘费，在急倾斜煤层中，双翼采区布置应用极为广泛。

(3) 开采急倾斜煤层，多采用立井多水平开拓方式。由于受到技术上的限制，其水平垂高一般为100~150m。

一般来说，急倾斜煤层的开采速度较慢，煤层自燃大多比较严重，因而采区的走向长度比缓倾斜煤层要短。

(4) 开采两个相距较近的急倾斜煤层，上层开采后，由于底板岩层移动，会使下层煤遭受破坏。因此应合理安排上、下煤层的开采顺序，如图13-2所示。

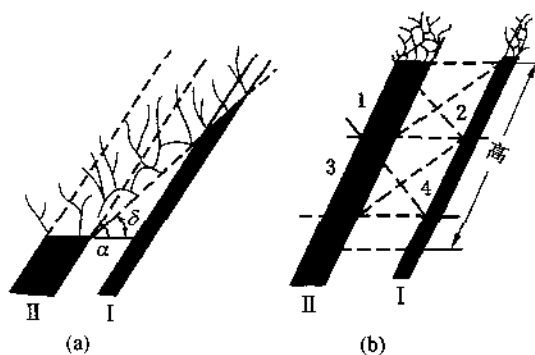


图13-2 急倾斜煤层群开采顺序

a—先采上层煤影响下层煤，b—上下煤层各区段的开采顺序

第二节 急倾斜煤层采煤方法

我国煤矿开采急倾斜煤层，使用过多种采煤方法。下面就比较常用的几种方法作简要介绍。

一、倒台阶采煤法

倒台阶采煤法采区巷道布置如图13-1所示，工作面沿倾斜方向呈倒台阶布置，目的在于充分利用工作面长度，使工人在各个台阶阶檐的保护下，多点同时作业，如图13-3所示。

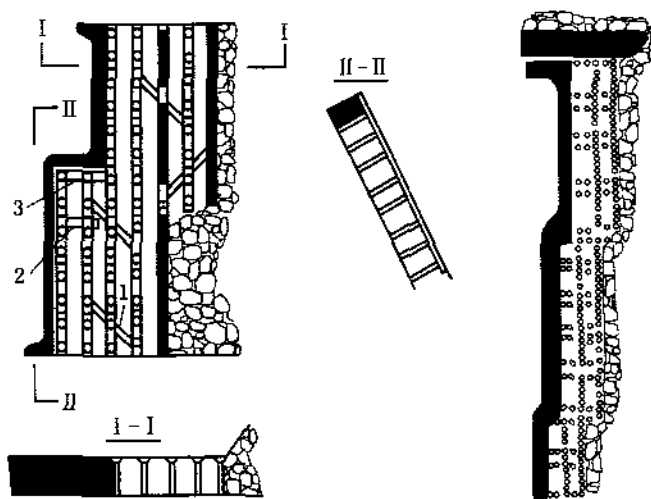


图13-3 倒台阶工作面支架

1—溜煤板，2—脚手架；3—护身板

工作面落煤一般用风镐或用爆破。落煤一般先从上隅角开始，然后逐次沿台阶面向下采。每班进2~4排柱，排距为0.8~0.9m。倒台阶工作面，采空区处理多用全部垮落法。

工作面采出的煤，沿工作面自溜，经溜煤眼到区段运输巷，用输送机运至采区溜煤眼，下放至采区石门装车外运至井底车场。

新鲜风流经行人眼、运料眼、区段运输巷进入回采工作面，然后经回风巷、采区回风石门排至区段回风平巷。

工作面所需的材料、设备一般由回风石门运入，沿回风巷送至工作面。下区段工作面用料，可用运料眼中安装的小绞车提升至区段回巷道，再送至各采煤工作面。

工作面长度为40~50m左右，一般由2~3个台阶组成。台阶长度一般10~20m左右。

倒台阶采煤法的优点是巷道系统简单，掘进率低，采出率高，通风方便。但是，这种采煤方法具有生产工艺复杂、工作面支护和顶板管理工作量大、操作不便以及坑木消耗大、安全条件差、工作面难以实现机械化等缺点。因此，近年来它的使用已逐渐减少。当煤层不适宜用掩护支架开采时，厚度2m以下的煤层可采用倒台阶采煤法。

二、正台阶采煤法

正台阶采煤法是在急倾斜煤层的阶段或区段内沿倾斜或伪斜方向布置正台阶形工作面而沿走向推进的采煤方法。现将沿伪斜方向布置正台阶工作面的正台阶采煤法又称伪斜短壁采煤法或斜台阶采煤法。

该采煤法是将一个在上下区段平巷之间的伪斜长壁工作面分为若干个短壁工作面，短壁工作面呈正台阶状布置。每个短壁工作面沿倾斜长5m左右，沿层面与走向线30°夹角的伪斜方向间距为15~20m。长壁工作面沿走向推进，始终保持沿倾斜方向的短壁工作面沿30°伪斜方向推进，如图13-4所示。

短壁工作面上方利用木支柱、竹笆假顶使采空区冒落矸石形成的垫层构成人工顶板以隔离采空区，该人工顶板与伪斜煤壁之间为一小巷，作为短壁工作面行人、运料、通风、溜煤的通道。

短壁工作面用风镐落煤，采落的煤先堆积于其下部伪斜小巷的溜煤槽内。各小巷内设挡煤板，当煤堆积到一定高度时停止采煤，开始从下向上去掉挡煤板放煤。为防止煤炭窜到人工顶板上造成损失，可挂一胶皮挡煤板，使煤流落到伪斜小巷内。

采用木支柱支护，木支柱支在沿顶底板的护板上，排距和柱距约为0.8~1.0m。人工顶板支柱支在柱窝内，上有短梁，支柱上仰5°。

短壁工作面用人工回柱，回撤工作面支柱前，先补人工顶板柱和加强支柱，再铺上竹笆，然后按矸石堆积的斜面，由下而上从采空区向煤壁回收支柱。并使矸石滚到新铺的人工顶板上。

放顶时短壁工作面停止生产，并挡住上短壁工作面的煤流，使回柱放顶与采煤交替进行。

各短壁工作面每班推进两排并回柱两排，实行一班一循环，昼夜多循环方式。

这种采煤方法的优点是：工作面位于采空区下方，不会积聚瓦斯，为采空区抽放瓦斯创造了条件；工作面浮煤少，采出率高，减少了采空区自然发火的隐患；对煤层厚度和倾角多变化、瓦斯含量大等地质条件适应性较强；巷道布置简单、掘进率低。缺点是：短壁

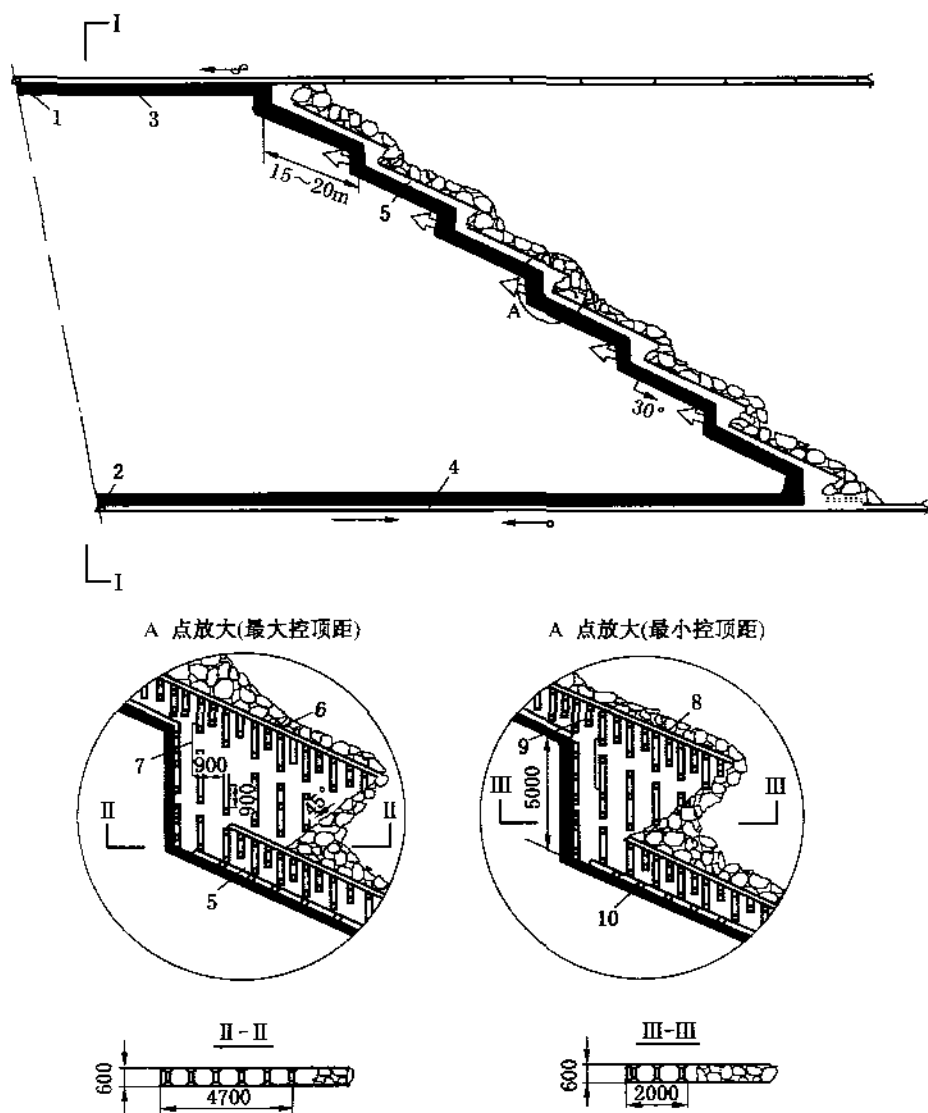


图 13-4 伪斜短壁采煤法工作面布置

1—巨风石门；2—运输石门；3—工作面回风巷；4—工作面运输巷；5—伪斜小巷；
6—竹笆；7—挡煤板；8—支柱；9—放煤插板；10—主巷

工作面多，溜煤相互干扰，工作面利用率低；伪斜小巷断面小，煤尘大；落煤方法、支护设备有待改进；片帮滑底事故仍未能完全杜绝。

这种采煤方法可用于煤厚、倾角有变化或有小构造、厚度在2.4m以下、不宜使用伪斜柔性掩护支架采煤法的急斜煤层。

三、水平分层及斜切分层采煤法

水平分层采煤法就是把煤层沿水平面划分成若干分层，并在每个分层中布置准备巷道

及采煤工作面，然后顺次进行回采，采煤工作面一般沿走向推进。

水平分层采煤法分层间的开采顺序及采空区处理方法有下行垮落法和上行（下行）充填法。我国煤矿都采用的是下行垮落法。

图13-5所示为水平分层下行垮落采煤法的采区巷道布置。

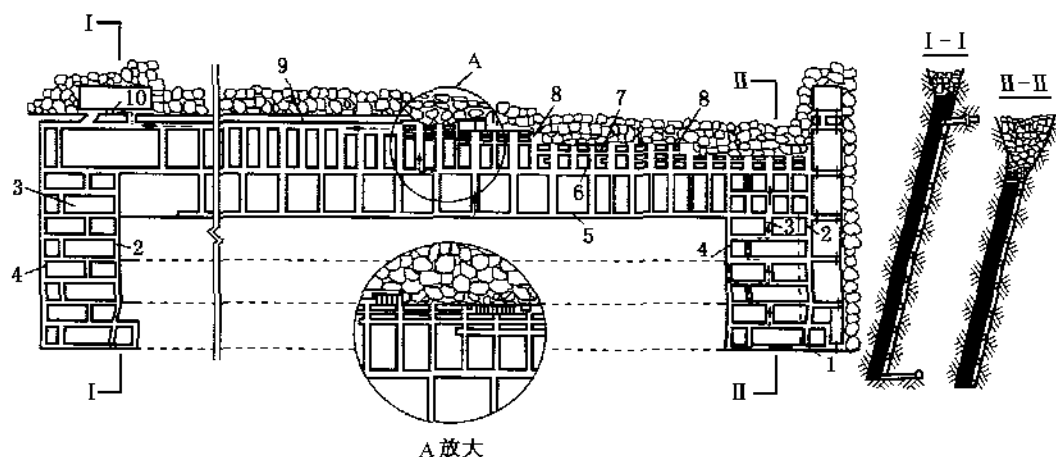


图13-5 水平分层下行垮落采煤法采区巷道布置

1—采区运输石门；2—采区溜煤眼；3—采区行人眼；4—采区运料眼；5—区段运输石门；
6—溜煤眼；7—分层平巷；8—分层采煤工作面；9—区段回风平巷；10—回风石门

在双翼采区的中间，沿煤层底板布置一组上山眼。采区沿倾斜分为5~6个区段，区段高度一般为15~20m。区段内的分层数目一般为5~7个，每个分层的厚度为2.2~2.8m。

当上山眼与采区回风石门贯通后，从上山眼开始同时掘进区段运输和回风平巷。最上面区段的回风平巷与上一水平已采区之间每隔20~30m掘一联络眼。两条平巷掘到采区边界后，从第一分层平巷开掘沟通煤层顶底板的煤门，作为第一分层的回采工作面。与此同时，从区段运输平巷，沿走向每隔5~6m向上掘进小眼贯通第一分层平巷，用于回采时通风、溜煤、行人和运料。工作面从采区边界后退回采。随着回采，要超前工作面掘好小眼，同时掘进第二分层平巷和煤门，准备好回采第二分层。这样，依次回采以下各分层。上下分层应保持一定错距，一般为6~8m。为了溜煤和通风，每一分层工作面应保持两个小眼的控顶距。根据产量要求，以及运输和通风条件，可以同时有3~6个分层回采。

分层工作面的运煤系统是：采落的煤由人工撬入附近的小眼，溜到区段运输平巷的输送机上，然后运到采区溜煤眼，下放到采区运输石门内装车运往井底车场。

所需支架材料、设备经采区运料眼提到区段回风平巷，再经小眼分送到分层工作面。

各分层工作面的通风是串联的，距分层平巷较远的地点依靠扩散通风。

当煤层厚度较大时，例如大于7~8m，工作面人工撬煤距小眼太远，很困难，而且扩散通风效果很差。这时，可以采用斜切分层方法使工作面向溜煤小眼方向倾斜25°~30°角，利用搪瓷溜槽溜煤，以减轻撬煤的繁重劳动。为了克服扩散通风的缺点，可沿顶板再掘一条分层平巷，并用斜煤门与沿底板的分层平巷贯通，如图13-6所示。

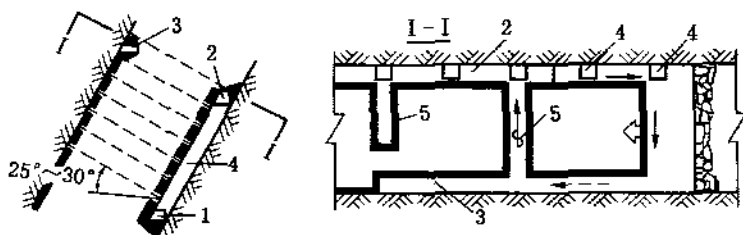


图 13-6 斜切分层采煤法分层平巷布置

1—区段运输平巷；2—区段回风平巷（第一分层沿底板平巷）；
3—第一分层沿顶板平巷，4—小眼；5—斜煤门

水平分层和斜切分层工作面的回采工作，基本上是一样的，包括落煤、装煤、支架、铺假顶、回住放顶等工序。

工作面落煤一般用爆破或用风镐。工作面支架多采用金属支柱和金属铰接顶梁，顶梁垂直工作面布置。人工假顶的铺设方法与倾斜分层下行跨落采煤法中所介绍的基本相同。假顶材料目前一般使用荆笆、竹笆，也可使用金属网。

水平分层、斜切分层采煤法的主要优点是对煤层地质条件适应性强，能适应煤层倾角和厚度的变化，回采率较高。这种采煤法的主要缺点是：巷道布置和通风系统复杂，巷道掘进量大，回采工序多，通风运料困难，工作面劳动强度大，特别是水平分层工作面，人工撬煤繁重。由于这些缺点，这种采煤方法的产量、效率较低，材料消耗较多。其适用条件是：厚度大于2m的急倾斜煤层，由于倾角、煤厚变化而不能采用伪斜柔性掩护支架采煤法时，可以采用水平分层煤法；而斜切分层采煤法则适用于更厚的急倾斜煤层。

四、伪倾斜柔性掩护支架采煤法

这种采煤方法的特点是：采煤工作面成直线形，按伪倾斜方向布置，沿走向推进；用柔性掩护支架隔离采空区与回采空间，工作人员在掩护支架的保护下进行采煤工作。

（一）采区巷道布置

伪倾斜柔性掩护支架采煤法的巷道布置如图 13-7 所示。

采区运输石门 1 进入煤层后，向上掘进一组上山眼，布置区段运输平巷 6、回风平巷 7，在采区边界开掘一对开切眼 10，用于回采开始阶段的运输、通风和行人。然后即可安装支架，进行回采工作。正常的采煤工作面应有 25°~30°的伪倾斜角。回采时，为了溜煤、行人、通风和运料，在工作面下端掘进超前平巷，并沿走向每隔 5m 左右，由区段运输平巷回风巷向上开掘小眼与超前平巷贯通。

工作面落下的煤，自溜至区段运输平巷 6，再运至采区溜煤眼 3，在石门装车外运。新鲜风流从采区石门进入，经行人眼区段运输平巷 6，到采煤工作面。污风从工作面经区段回风平巷 7 到采区回风石门 2 排出。

（二）掩护支架的结构

柔性掩护支架主要由钢梁及钢丝绳组成，其结构如图 13-8 所示。

（三）回采工作

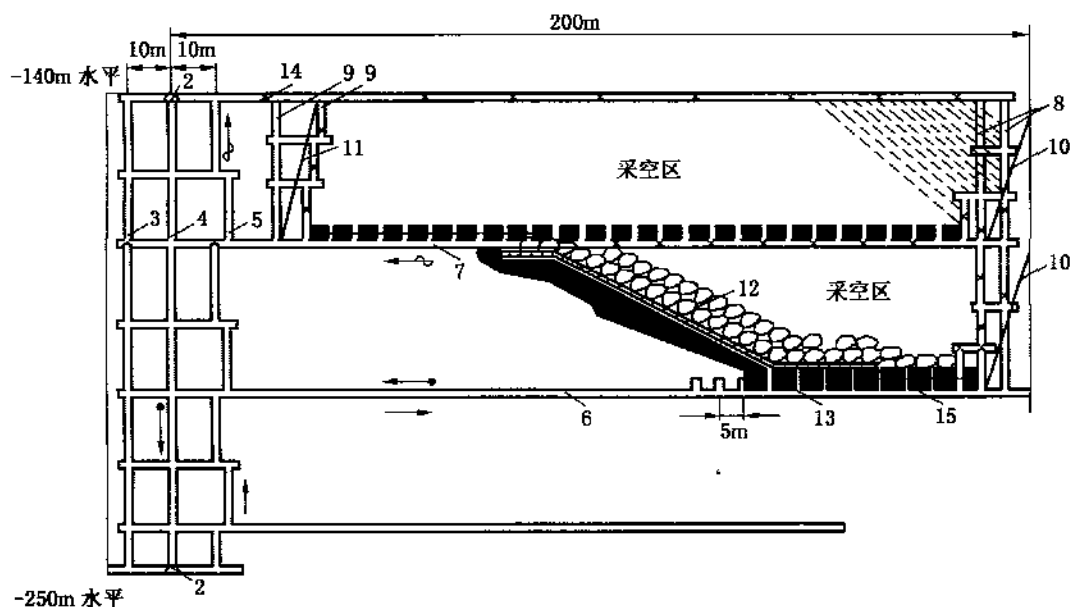


图 13-7 伪倾斜柔性掩护支架采煤法巷道布置

1—采区运输石门；2—采区回风石门；3—采区溜煤眼；4—采区运料眼；5—采区行人眼；
6—区段运输平巷，7—区段回风平巷；8—采煤工作面，9—溜煤眼；10—开切眼

这种采煤法的回采工作，大致可分为三个阶段，即准备回采、正常回采和收尾工作。

1. 准备回采

主要是在回风平巷内安装掩护支架，并逐步下放成为伪倾斜工作面，为正常回采做准备。掩护支架安装前，将回风平巷断面扩大到煤层顶底板并挖出地沟（图 13-9）。安装时，可在前面安装架子，后面进行回柱放顶，使架子顶上有厚度为 2~3m 的矸石垫层，以缓冲围岩垮落时对架子的冲击。随后进行架子的调整下放，使架子由水平状态，逐步下放为伪倾斜状，采煤工作面的伪倾斜角应不小于 25° （图 13-7）。

2. 正常回采

在正常回采过程中，除了在掩护支架下回采外，同时要在回风平巷中扩巷、挖地沟、加长掩护支架，以及在工作面下端的运输平巷中拆除支架。在支架下采煤，目前主要用打眼爆破。其工序包括打眼、装药、起爆、铺溜槽出煤、调整支架等。回收架尾时先将地沟向两帮扩大，用点柱支撑钢梁，然后卸下钢丝绳，经小眼送至运输平巷，再取下钢梁，运到回风平巷继续复用。

3. 收尾工作

当工作面推进到区段停采线附近时，在停采线靠工作面一侧掘进两条收尾上山眼，然后加大工作面上部的下放步距，缩小工作面下部的进尺，同时逐渐缩小工作面长度和伪倾斜角度，直至变成水平状态（图 13-10），最后将支架全部拆除。

伪倾斜柔性掩护支架采煤工作面可三班出煤，不需要专门的准备班。

伪倾斜柔性掩护支架采煤法与水平分层、倒台阶采煤法比较，具有产量高、效率高、工

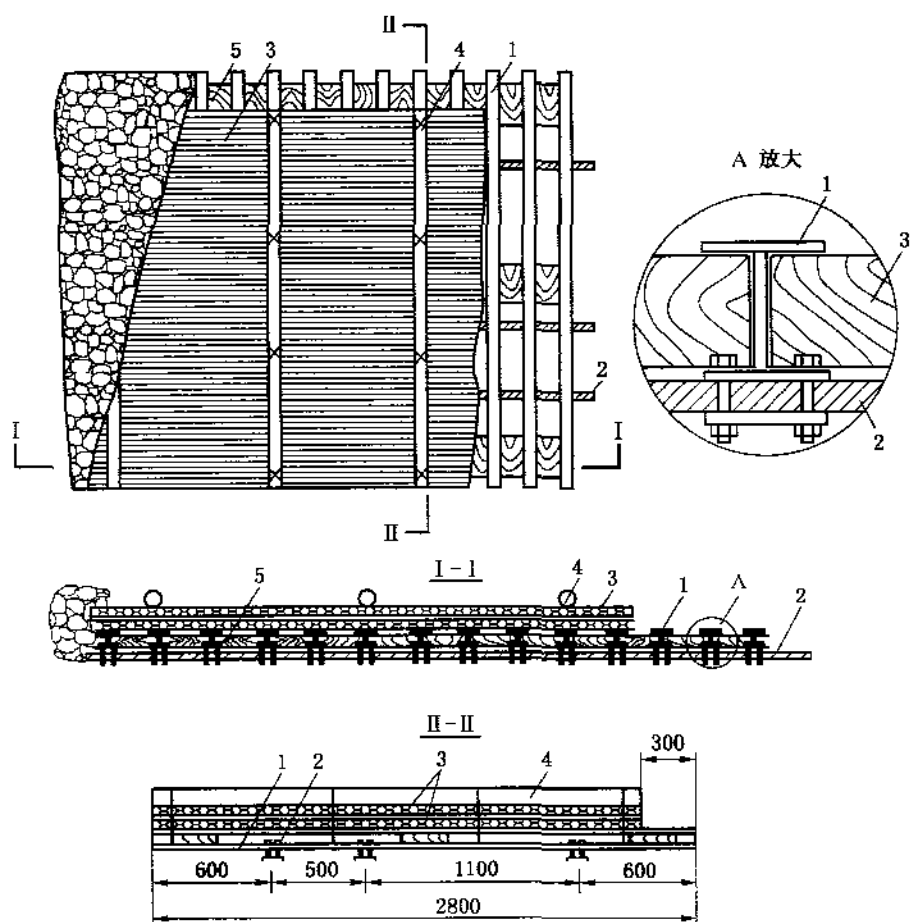


图13-8 柔性绳扣支架结构

1—工字钢；2—钢丝绳；3—气包条；4—压大；5—撑杆

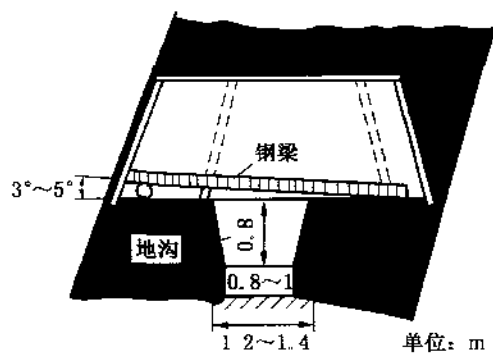


图13-9 支架的安装

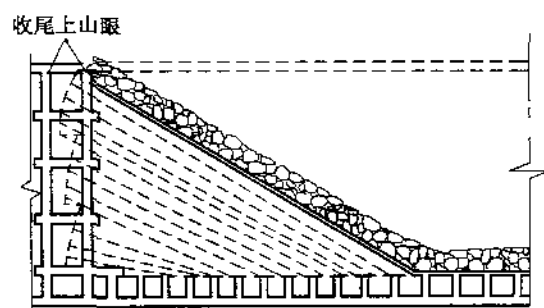


图13-10 掩护支架采煤法工作面的收尾

序简单、操作方便、生产安全、掘进率低等优点。

这种采煤方法的主要缺点是掩护支架的宽度不能自动调节,难以适应煤层厚度的变化。因此,当煤层厚度为1.5~6.0m,倾角大于55°,在一个条带内煤层比较稳定的条件下,应优先选用伪倾斜柔性掩护支架采煤法,其工作面伪倾角度一般不小于25°,工作面长度一般为30~60m,年进度可达480~660m。

五、水平分段放顶煤采煤法

在急倾斜特厚煤层中,水平分段放顶煤采煤法类似于水平分层采煤法,其差别是按一定高度划分为分段,在分段底部采用水平分层采煤法的落煤方法(机采或爆破),分段上部的煤炭由采场后方放出运走。这样,各段依次自上而下使用放顶煤采煤工艺进行回采。

1. 采煤系统

如图13-11所示,煤层平均厚度22m,煤层倾角37°~85°,平均55°,煤的坚固性系数 $f=0.82\sim1.2$,密度 1.4t/m^3 。在+1700~+1650m水平之间划分为5个分段,分段高为10m。第一分段为+1690m水平,回风和运输巷分别沿煤层顶底板布置,工作面的净长度约20m。

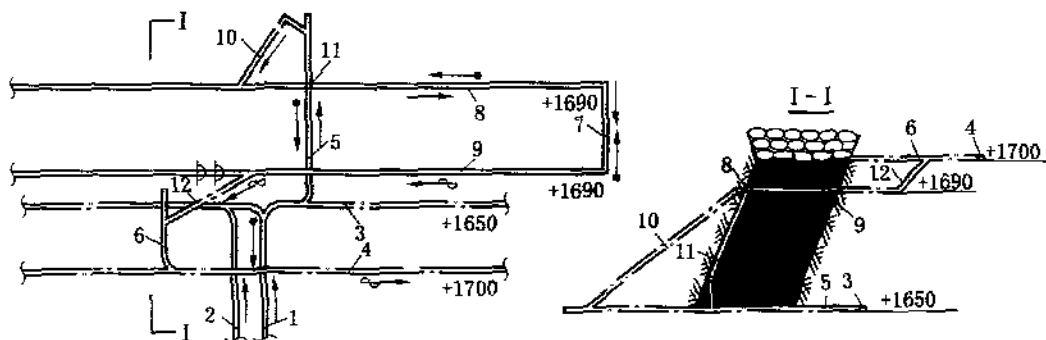


图13-11 水平分段放顶煤采煤法巷道布置

1—主斜井 2—副斜井; 3—+1650m 运输大巷; 4—+1700m 回风大巷; 5—+1650m 运输石门; 6—+1700m 回风石门; 7—工作面; 8—运输巷; 9—回风巷; 10—进风斜巷; 11—溜煤眼; 12—回风(材料)斜巷

通风系统: 主井1和副井2→+1650m大巷3→+1650m石门5→进风斜巷10→运输巷8→工作面7→回风平巷9→回风(材料)斜巷12→+1700m石门6→+1700m大巷4→风井。

运输系统: 工作面前部和后部输送机→运输巷8→溜煤眼11→+1650m运输石门5→+1650m大巷3→主斜井1。

它的特点是分段高度大,10m的分段高度相当于4个水平分层的高度。因此,巷道掘进工程量小,费用低,可减少铺网工作量及其费用。

2. 综采放顶煤采煤工艺特点

急倾斜煤层综采放顶煤的采煤工艺过程及其参数选择的原则与缓倾斜煤层放顶煤采煤法基本相同。由于在急倾斜煤层中水平分段放顶煤工作面的长度受煤层厚度限制,根据我国的煤层条件,一般在60m以下。因此对采煤设备有一些特殊要求,主要是要求适用于短

工作面的短机身采煤机及其与之相配套使用的输送机。液压支架的型式并无差异，只是根据采场压力显现特征，可适当减小工作阻力及其重量。我国生产有MGD150-NW型采煤机，为无链牵引采煤机，包括滚筒在内，全长只有3m。它的摇臂出轴位于机身中部，能自由回转270°。与短机身采煤机配套使用的SGI-730/90W型工作面刮板输送机的特点是：机头和机尾短而矮；在机头和机尾的侧帮上设有齿轨，从而使采煤机能直接开到机头或机尾上部，滚筒能割透端部，进入巷道。这样，采煤机可从巷道入刀，不需专开切口。

采煤工艺过程为：割煤、移架、推移输送机和放顶煤。一般割煤进刀量为0.5m。放煤自底板向顶板方向依次进行，放煤方式与缓倾斜放顶煤时大体相同，可以采用多轮顺序或单轮间隔放煤。顶煤高度较大、顶煤裂碎不充分时，一般用多轮放煤。为了发挥综采设备效能，一般工作面长度宜大于25m。



思考题

1. 急倾斜煤层开采有哪些特点？
2. 什么是倒台阶采煤法？
3. 倒台阶采煤法的优点、缺点和适用条件是什么？
4. 什么是正台阶采煤法？
5. 正台阶采煤法的优点、缺点和适用条件是什么？
6. 伪倾斜柔性掩护支架的特点是什么？
7. 伪倾斜柔性掩护支架采煤法的采煤工作分哪几个阶段？
8. 柔性掩护支架的结构由哪些部分组成？
9. 什么是水平分层采煤法？
10. 水平分层采煤法的优点、缺点和适用条件是什么？

第十四章 矿 井 通 风

第一节 矿井通风的任务与矿井空气

一、矿井通风的基本任务

煤矿生产是地下作业，自然条件比较复杂，只有少数井巷与地面相通。因此，矿井通风是保证矿井安全最主要的技术手段之一，在矿井建设和生产过程中必须源源不断地将地面空气输送到井下各个用风地点。矿井通风的主要任务是：

(1) 提供井下足够的新鲜空气，以供人员呼吸。

(2) 把井下的瓦斯稀释、排出井下有毒、有害气体和矿尘。

(3) 创造良好的矿井工作环境，保证井下有适合的气候条件（即适宜的温度、湿度与风速），以利于工人劳动和机器运转。

这种利用机械或自然压差为动力，使地面新鲜空气定量进入井下，并在井巷中沿既定的线路流动，最后将污浊空气排出矿井的全过程称为矿井通风。

二、矿井空气

1. 矿井空气中的主要成分

地面空气进入矿井以后即称为矿井空气。但地面空气进入井下后受到井下各种自然因素和生产过程的影响，与地面空气在成分和质量上有着不同程度的区别。

一般地说，地面空气的成分是固定的，它主要由氧、氮、二氧化碳3种气体组成，按体积的百分比数计为：氧为20.96%；氮为79%；二氧化碳为0.04%。此外，还有少量水蒸气和灰尘等。

地面空气进入井下后，由于受到污染，氧浓度降低，二氧化碳浓度增加；混入各种有毒有害气体和矿尘；空气的温度、湿度、压力等状态发生改变。一般将井巷中经过用风地点以前受污染程度较轻的（如进风侧的井底车场、进风石门等）进风巷道内的风流，称为新鲜风流；经过采掘工作面等用风地点后受污染程度较重的回风巷道内的风流，称为污浊风流。尽管矿井空气受到不同程度的污染，但在新鲜风流中的主要成分仍然是氧、氮和二氧化碳。

为了保证煤矿安全生产和职工健康，对矿井空气有一定的要求。

(1) 氧气 (O_2)。氧气是维持呼吸不可缺少的气体。人的正常需氧量，在休息时平均每分钟为0.25L；在进行工作或进行行走时平均每分钟为1~3L。空气中氧含量的减少对人的

健康是有害的。氧含量低到17%时，人在工作时能引起喘息、呼吸困难和心跳加快。若降低到10%~12%时，人将失去理智，时间稍长便有死亡危险。因此《煤矿安全规程》（以下简称《规程》）规定：采掘工作面的进风流中，氧气浓度不得低于20%。

(2) 氮气 (N_2)。氮气是一种惰性气体，是新鲜空气的主要成分，它本身不助燃、无毒，也不供呼吸。但矿井空气中氮的含量增加，相对减少了氧的含量，从而也可能导致人员的窒息性伤害，所以对人是有害的。

(3) 二氧化碳 (CO_2)。二氧化碳无色、无味、无臭，不助燃，也不能供人呼吸，它约比空气重1倍，所以，它往往聚集在巷道的下部及下山掘进工作面；巷道中风速较大时，能与空气均匀混合，在巷道空间内均匀分布。

2. 矿井空气中的有害气体

矿井空气中所含的对人体健康及生命安全有威胁的一切气体，均称为有害气体。除瓦斯 (CH_4) 外主要有一氧化碳 (CO)、二氧化硫 (SO_2)、二氧化氮 (NO_2)、硫化氢 (H_2S)、氢气 (H_2)、氨气 (NH_3) 等。这些有毒有害气体对煤矿井下作业人员人身健康和安全有极大危害。上述主要有毒有害气体的性质、来源、危害及安全浓度等见表14-1。

表14-1 矿井主要有毒有害气体的性质、来源及危害

气体名称	基本性质				主要来源	危害性	中毒症状	最高允许浓度 /
	色、味、臭	相对空气的密度	溶解性	燃烧爆炸性				
瓦斯 (CH_4)	无色、无味、无臭。但有时会发出一种类似苹果香的特殊气味	0.554	难溶于水	不助燃。有燃烧爆炸性	从煤层或岩层中涌出	虽无毒，但浓度较高时会相对降低空气中的氧含量，使人窒息；当浓度在5%~16%之间时，遇高温能爆炸	浓度为43%时，呼吸困难，气喘；浓度为57%时，时间稍长即死亡	见《规程》，有关规定
一氧化碳 (CO)	无色、无味、无臭	0.97	微溶于水	不助燃，有燃烧爆炸性	爆破工、井下火灾、瓦斯、煤尘爆炸	极毒。一氧化碳与血色素的亲合力比氧与血色素的亲合力大250~300倍。一氧化碳进入人体后使血液中毒，阻碍了氧和血色素的正常结合，使人体缺氧引起窒息和死亡。浓度在13%~75%之间时遇高温能爆炸	轻微中毒：(浓度为0.048%时，1h以内) 耳鸣头痛、心跳。严重中毒：(浓度为0.128%时，5~1h内) 四肢无力、呕吐，丧失行动能力。致命中毒 (浓度为0.4%时，短时间内) 丧失知觉。痉挛、呼吸停顿。假死。一氧化碳中毒的显著特征是嘴唇呈桃红色，两颊有红斑点	0.0024

续表

气体名称	基本性质				主要来源	危害性	中毒症状	最高允许浓度/%
	色、味、臭	相对空气的密度	溶解性	燃烧爆炸性				
二氧化氮 (NO ₂)	红褐色	1.57	极易溶于水	不助燃、无燃烧爆炸性	爆破工作。通常爆破后产生一氧化氮,因其极不稳定。遇空气中的氧即转化为二氧化氮	有强烈毒性,能和水结合形成硝酸,对肺组织起破坏作用,造成肺部浮肿。对眼睛、鼻腔、呼吸道等有强烈刺激作用	浓度为0.006%时,咳嗽、胸部发痛;浓度为0.01%时,剧烈咳嗽、呕吐、神经系统麻木;浓度为0.025%时,短时间内即可中毒死亡 二氧化氮中毒具有潜伏期,中毒后6h甚至更长时间才能出现中毒征兆 有手指尖及头发变黄、吐出淡黄色痰液等特征	0.00025
二氧化硫 (SO ₂)	无色,具有强烈硫磺及酸味	2.2	易溶于水	不助燃、无燃烧爆炸性	爆破工作	当浓度达0.005%时,可引起肺水肿,短时间内致人死亡	眼睛红肿、流泪、咳嗽、头痛、喉咙痛	0.0005

第二节 矿井通风压力和通风阻力

一、空气压力

图14-1表示一条水平巷道,在巷道内A点压力大于B点压力,故风流(空气)能从A点向B点流动。由此可以引出两个概念:一是A点或B点的压力,称为点压力;二是A点与B点之间存在着压力差。

1. 点压力

空气的点压力可以用绝对压力和相对压力来表示。

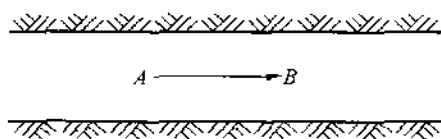


图14-1 巷道内的风流流动

(1)绝对压力。某点的绝对压力是以真空为基准,以“0”压为起算点所计量的压力,所以绝对压力总是正值,其单位通常用帕(Pa)表示。通常说的大气压力就是指绝对压力,一个标准大气压力值为101.325Pa。

(2)相对压力。某点的相对压力是以当地的大

气压力的为基准所计算的压力。大于当地的大气压力的为正压，小于当地大气压力的为负压。故相对压力有正值和负值之分。相对压力的单位也为帕 (Pa)。

2. 两点压力差

由于A、B两点压力大小不相等，因而在A、B两点之间就存在压力差，由于这种压差是由矿井通风机或自然因素造成的，故压力差又叫通风压力。它是用来克服巷道通风阻力并使风流按照规定的风速流动的动力，其数值可以通过计算或仪器测定得到。

二、井巷通风阻力

当空气沿井巷运动时，由于风流的黏滞性、惯性以及井巷周边对风流的阻滞、扰动作用而形成的通风阻力，它是造成风流能量损失的原因。

上面已经提到，通风机或自然因素所形成的通风压力是用来克服矿井通风阻力的，所以通风压力和通风阻力是作用力与反作用力的关系，即数值相等，作用方向相反，故通风阻力值就是矿井通风需要的风压值。

矿井通风阻力分为摩擦阻力和局部阻力两类。

1. 摩擦阻力

空气沿井巷流动时，由于流层之间的摩擦和流体与井巷周边壁面之间的相互摩擦而产生的阻力称为摩擦阻力（也称沿程阻力），它与巷道断面的大小、形状、支架型式、巷道壁的粗糙程度有关。在矿井通风中，常用风流的压能损失 h_m 来表示摩擦阻力，其值的大小按下式计算。

$$h_m = \alpha L U Q^2 / S^3 \quad (14-1)$$

式中 h_m ——井巷摩擦阻力，Pa；

α ——井巷摩擦阻力系数， $N \cdot s^2/m^4$ ；

L ——井巷长度，m；

U ——井巷周边长度，m；

Q ——井巷中流过的风量， m^3/s ；

S ——井巷断面面积， m^2 。

通常令

$$R_m = \alpha L U / S^3$$

式中 R_m ——摩擦风阻， $N \cdot s^2/m^4$ 。

则式(14-1)可写成

$$h_m = R_m Q^2 \quad (14-2)$$

2 局部阻力

空气流经井巷的某些局部地点（如井巷突然扩大、突然缩小，急转弯以及分岔或汇合等），造成风流速度和方向的突然变化，导致均匀风流产生紊乱的涡流与撞击。因而在局部地点产生的附加阻力称为局部阻力。

$$h_l = R_l Q^2 \quad (14-3)$$

式中 h_l ——井巷局部阻力，Pa；

R_l ——产生局部阻力地点的局部风阻， $N \cdot s^2/m^4$ 。

综合以上所述，井巷的通风总阻力 $h_t = h_m + h_l$

$$\begin{aligned}
 &= (R_m + R_j) Q^2 \\
 &= R_z Q^2
 \end{aligned}
 \tag{14-4}$$

式中 h_z ——井巷通风总阻力, Pa;

R_z ——井巷通风总风阻, $N \cdot s^2/m^8$ 。

三、降低通风阻力的措施

井巷通风阻力越大,需要的通风压力也就越大,从而使矿井通风机的电能消耗加大。为了保证矿井安全生产和提高经济效益,在矿井生产过程中要尽量降低通风阻力。具体措施主要有:

(1) 减小井巷摩擦阻力系数。对于服务年限长的主要井巷,应尽量采用巷道周壁表面较平滑的支护方式。对于棚式支护,应尽量架设整齐,必要时背好帮顶等。

(2) 保证有足够大的井巷断面。特别是主要进、回风流巷道断面扩大对降低风阻效果明显。

(3) 尽量缩短通风路线长度。因为巷道的摩擦阻力与巷道长度呈正比,因此应尽量缩短风路的长度。例如在通风系统设计或改造时,若采用中央并列式通风系统阻力过大,可以改为对角式通风或分区通风系统,因为后者的通风线路短。

(4) 降低局部阻力。应尽量避免巷道急拐弯,避免巷道断面突然扩大、突然缩小,尽量避免在主要巷道内任意停放车辆、堆积木材和器材等;巷内堆积物要及时清除或摆放整齐,尽量少堵塞井巷断面。

第三节 矿井通风动力

空气能在井巷中源源不断地流动,是由于进风侧与回风侧之间存在的压力差。这种压力差,若是由通风机造成的则为机械风压,这种通风方式称为机械通风,若这种压力差是由自然力产生的则为自然风压,而这种通风方式称为自然通风。机械风压和自然风压是矿井通风的动力,用以克服各种通风阻力,促使空气流动。

一、自然通风

使空气获得能量,产生自然风压,使其沿井巷流动,这种自然力主要是由于地面温度的变化,使矿井进风侧和回风侧空气温度发生差异而引起的。

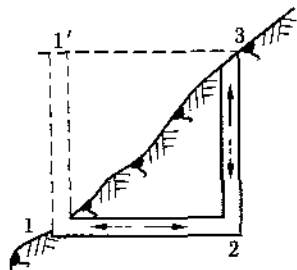


图14-2 自然通风

如图14-2所示,冬季矿井外部温度低于井内温度,矿井内的空气柱3-2比井外同样高度的空气柱1-1'要轻,由于空气柱重量不同,井口1点的空气压力大于2点的空气压力,空气必然要从井口1进入矿井内并向2点流动,最后从井口3排出,从而形成自然风流。到了夏季,矿井内温度低于矿井外温度,这时空气柱3-2的重量比矿井外空气柱1-1'的重量要重,2点空气压力比井口1点空气压

力大，空气必然就从井口3进入矿井内，从井口1排除。因此，夏季矿井自然风流向与冬季自然风流向相反。在春秋季节，矿井内外的气温大致一样。这时矿井内的自然风流很弱，且不稳定，甚至无风。

自然风压一般较小。但在山区回风井和入风井井口标高差异较大，或在地形较平坦地区适当加高回风井口风筒或风塔高度，以增加两井口的高差，仍能形成一定的自然风压。《煤矿安全规程》规定，矿井必须采用机械通风，自然通风只能在特定条件下使用。

二、机械通风

机械通风是矿井通风的主要动力。机械通风所用的机械称为通风机，按其服务范围可以分为：

- (1) 主要通风机（俗称主扇），主要用于全矿井或矿井的一翼（部分）；
 - (2) 辅助通风机（俗称辅扇），主要服务于矿井网络的某一支（如采区或工作面），以帮助主要通风机供风以保证该分支的风量；
 - (3) 局部通风机（俗称局扇），主要用于独头掘进的井巷等局部地区通风。
- 矿用通风机按其构造又可分为离心式通风机和轴流式通风机。

1. 离心式通风机

离心式通风机主要有螺旋形外壳、进风道和扩散器等部件组成，如图14-3所示。

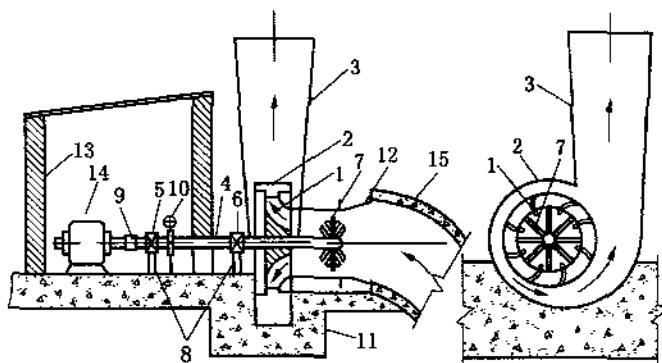


图14-3 离心式通风机

1—叶轮；2—螺旋形外壳；3—扩散器；4—通风机轴；5—上推力轴承；6—径向轴承；7—前导器；8—细承架；9—齿轮联轴器；10—制动器；11—机座；12—进风口；13—通风机房；14—电动机；15—风筒

2. 轴流式通风机

轴流式通风机主要由集风口、叶轮、整流器、风筒、扩散器和传动部件等部分组成，如图14-4所示。

离心式通风机和轴流式通风机相比，风压高，运转特性曲线平稳，结构简单，坚固耐用，噪音小，但离心式通风机体积较大。轴流式通风机便于进行风量和风压的调节，机体较小，但轴流式通风机结构复杂，噪音大，维护困难。过去认为离心式通风机效率比轴流式通风机低，曾有以轴流式通风机代替离心式通风机的趋势。近年来，我国已经制造出机翼形叶片的高效率离心式通风机，故目前离心式通风机的使用范围已有所扩大。

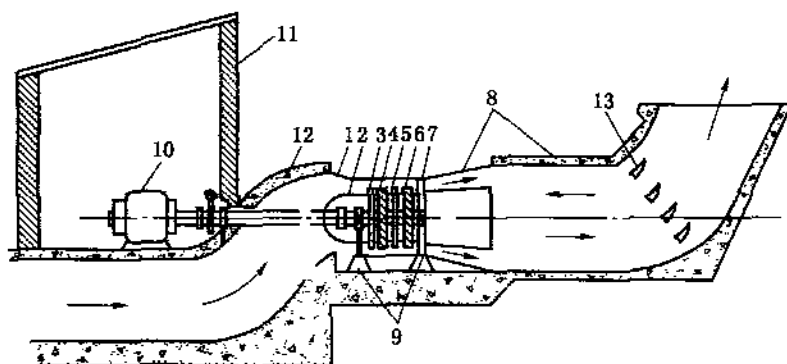


图 14-4 轴流式通风机

1—集风口；2—流线罩；3—前导器；4—第一级动轮；5—中间整流器；6—第二级动轮；7—后整流器；
8—扩散器；9—通风机架；10—电动机；11—通风机房；12—风筒；13—流线形导风板

第四节 矿井通风系统

矿井通风系统是矿井主要通风机的丁作方式、通风方式和通风网路的总称，是矿井生产系统的重要组成部分。

一、矿井主要通风机的工作方式

矿井主要通风机的工作方式主要有抽出式通风和压入式通风两种。

1. 抽出式

抽出式通风是把通风机安设在回风井口附近，并用风筒把通风机和回风井筒相连，同时把回风井口封闭，如图 14-5a 所示。当风机运转时，在主要通风机的作用下，整个矿井通风系统处在低于大气压力的负压状态，迫使空气从进风口进入井下，再由回风井排出。

在抽出式通风的矿井中，井下任何一点的空气压力，都小于井口的大气压力，因此，把

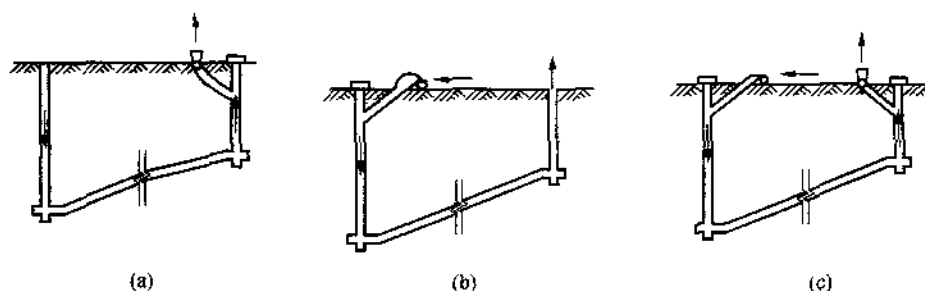


图 14-5 矿井主要通风机的工作方法

a—抽出式通风；b—压入式通风；c—抽出和压入混合式通风

这种通风机的工作方式叫负压通风。

2. 压入式通风

压入式通风是把通风机安设在进风口附近,并用风筒把通风机和进风筒相连,如图14-5b所示。当主要通风机运转时,在主要通风机的作用下,整个矿井通风系统处在高于大气压力的正压状态,迫使空气从进风井进入,回风井排出。进风口密闭一般采用密闭式井口房,把井口与地面大气隔开。

在压入式通风的矿井中,井下任何一点的空气压力都大于井口的大气压力,因此,把这种通风机的工作方式叫正压通风。

抽出式通风的矿井中,井下风流处于负压状态,一旦主要通风机因故停止运转,井下空气的压力将会提高,空气压力提高可抑制采空区和巷道顶部冒落处聚集的有害气体向巷道涌出,这对保证矿井安全有重要意义。压入式通风和抽出式通风相反,如果主要通风机一旦停转,井下空气的压力会降低,这时采空区有害气体将大量涌出,使安全受到威胁。因此矿井一般都采用抽出式通风,只有在瓦斯涌出量小、地面小煤窑塌陷区分布较广的矿井,为了避免采用抽出式通风把上部小煤窑积存的有害气体抽入井内影响安全,才在开采第一水平时采用压入式通风。

3 抽出和压入混合式通风

抽出和压入混合式通风方法是上述两种方法的综合,如图14-5c所示。其主要应用于矿井通风距离远、通风阻力大的矿井。该通风方式在管理上比较复杂,所以应用较少。

二、矿井通风方式

按照矿井进风井和回风井的相对位置,可把矿井通风方式分为中央式、对角式和混合式3种基本类型。

1. 中央式

中央式又可分为中央并列式和中央分列式2种。

中央并列式是进风井和回风井大致并列布置在井田的中央,而且相距较近,如图14-6所示。一般是利用主、副井兼作进、回风井。

中央分列式(也称中央边界式),如图14-7所示,进风井大致位于井田的中央,出风井大致位于井田沿煤层倾斜上部边界的中央。风流由井田中央的进风井进入矿井,最后由上部中央边界的出风井排出井外。

2. 对角式

对角式又可分为两翼对角式和分区对角式2种。

两翼对角式是进风井大致位于井田走向的中央,两个回风井位于井田沿走向边界的两翼(沿倾斜方向的浅部),如图14-8所示。

分区对角式是进风井大致位于井田走向的中央,开采第一水平时在每个采区的上部边

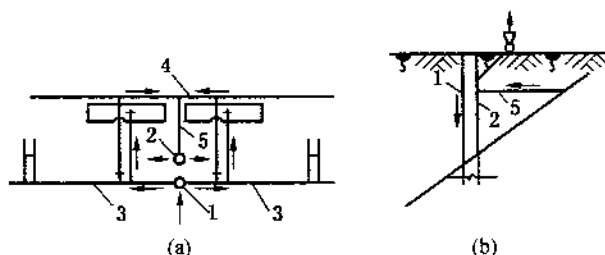


图14-6 中央并列式通风

1—进风井; 2—出风井; 3—总进风巷;
4—总回风巷; 5—总回风石门

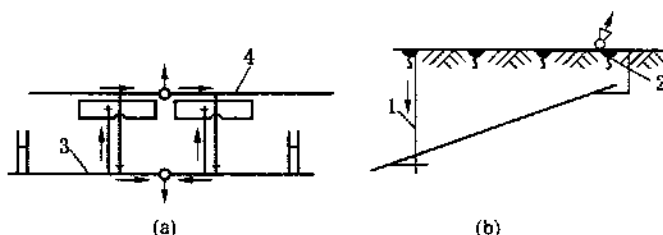


图 14-7 中央并列式通风

1—进风井；2—出风井；3—总进风巷；4—总回风巷

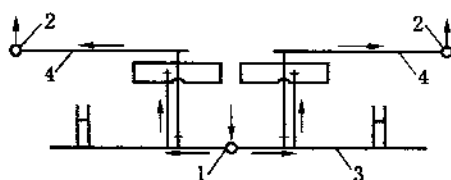


图 14-8 对角式通风

1—进风井；2—出风井；3—总进风巷；4—总回风巷

界开掘一个回风井，无需总回风巷。

3. 混合式

混合式是中央式和对角式或中央并列式和中央分列式所组成的一种综合形式，它是老矿井进行深部开采时常采用的通风方式。

中央式和对角式比较有以下优点：

(1) 矿井总回风巷可以随采区接替逐步开掘，因而建井工期短，总回风巷的维护费用低。

(2) 回风井筒数目少，同时运转的风机台数

少，容易管理。

(3) 当进风井口及井底车场附近发生火灾需要反风时，容易实现。

中央并列式的缺点为：

(1) 随着向边界采区开采，总回风巷不断延长，通风线路随之加长，因而通风阻力不断增加。

(2) 矿井生产期间，由于井下巷道阻力不断增加，阻力变动范围大，难以保证通风机在高效率状态下运转。

(3) 矿井总进风和总回风风流反向平行流动，容易发生漏风。

(4) 在矿井生产的中后期，多采区同时生产时矿井通风系统关联性太强，系统独立性差，系统防灾抗灾能力差。

通常在矿井瓦斯和煤层自然发火不严重，煤层埋藏深，倾角大，但井田走向不长的矿井，可考虑采用中央并列式通风。井田走向较长（超过4km），井型较大，煤层上部距地表较浅，瓦斯和自然发火严重的矿井，一般采用对角式布置方式。

三、矿井反风

矿井进风口、井筒、井底车场附近一旦发生火灾，为缩小灾情范围，有时需要反风，即改变风流方向。《煤矿安全规程》规定，矿井主要通风机必须有反风装置，必须能在10min内改变巷道中的风流方向；风流方向改变后，供风量应不小于正常风量的40%。

1. 离心式通风机的反风

离心式通风机只能利用反风风门与旁侧反风风道反风，如图14-9所示。通风机正常工

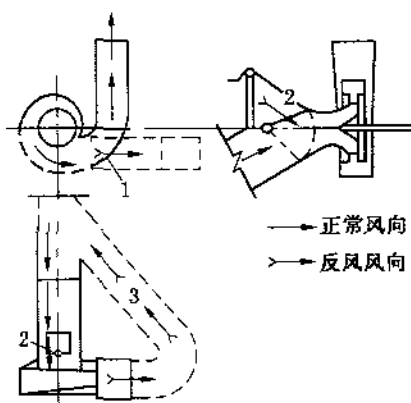


图14-9 离心式通风机反风示意图

1、2—反风风门，3—反风绕道

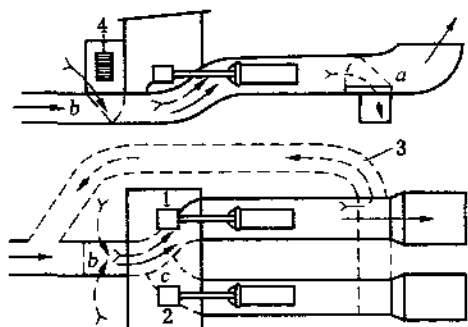


图14-10 轴流式通风机反风设备系统图

1、2—通风机；3—反风绕道；4—百叶窗；a、b—反风风门

作时反风风门1和2处于实线位置；反风时将反风风门1提起、把反风风门2放下，地表空气自反风风门2进入通风机，再从活门1进入旁侧反风绕道3，进入风井流入井下，达到反风目的。

2. 轴流式通风机的反风

轴流式通风机利用反风门与旁侧反风道反风，如图14-10所示。反风时将反风风门a提起来（提到虚线位置），同时把反风风门b放下去（放到虚线所示的位置），而使风流自地面经过百叶窗4，由下放的反风门b处进入通风机，再由提起的反风门a处进入反风绕道3，进入井下。

对于轴流式通风机也可以采用使通风机反转的方法进行反风。

第五节 矿井总风量的计算

在煤矿生产中为了保证井下工作场所有足够的新鲜空气，把井下有毒有害气体稀释至安全浓度，并创造良好气候条件，必须向井下连续不断地输送新鲜空气。

一、矿井配风原则、方法

一般生产矿井的实际做法是按照《煤矿安全规程》的规定，根据实际需要，“由里向外”配风，即首先确定井下各用风地点（如采掘工作面、硐室、火药库等）所需的风量，然后逆风流方向加上各风路中允许的漏风量，求得各风路上的风量和矿井的总进风量。根据求得的矿井总进风量再加上空气体积膨胀的风量（这项风量约为总进风量的5%）即得矿井总回风量。

二、生产矿井总进风量的计算

生产矿井总进风量是指井下各工作地点的需风量和各条风路中损失风量的总和。根据《煤矿安全规程》规定，矿井需要的风量应按下列要求分别计算，并选取其中的最大值。

(一) 按井下同时工作的最多人数计算

$$Q_{kj} = 4NK_{kj}$$

式中 N ——井下同时工作的最多人数；

K_{kj} ——矿井通风系数，一般取 1.20~1.25；

4——维持正常工作每人所需的风量， m^3/min 。

(二) 按采煤、掘进、硐室及其他地点实际需要风量的总和计算

$$Q_{\Sigma} = (\sum Q_c + \sum Q_j + \sum Q_d + \sum Q_{qt}) \times K_k$$

式中 $\sum Q_c$ ——采煤工作面实际需要风量的总和， m^3/min ；

$\sum Q_j$ ——掘进工作面实际需要风量的总和， m^3/min ；

$\sum Q_d$ ——硐室实际需要风量的总和， m^3/min ；

$\sum Q_{qt}$ ——矿井除了采煤、掘进和硐室地点外的其他井巷需要进行通风的风量总和， m^3/min 。

三、新设计矿井风量的计算

设计矿井的风量，可参照邻近生产矿井的通风资料，按生产矿井的风量计算方法进行计算。对新矿区、无邻近生产矿井参照时，可参照省内气候、矿山地质、开采技术条件相类似生产矿井的风量计算方法进行计算。

第六节 采区通风系统

一、采区通风

在准备采区时，必须在采区内构成通风系统以后方可开掘其他巷道。采煤工作面必须在构成全风压通风以后，方可回采。采区进、回风巷必须贯穿整个采区长度或高度，严禁将一条上山、下山或盘区的风巷分为两段，其中一段为进风巷，另一段为回风巷。

采区内一般布置三条上山：一条为运输上山，一条为轨道上山，一条专用回风上山。瓦斯涌出量小的小煤矿可布置两条上山。

1. 运输上山进风、轨道上山回风的通风系统

图14-11a所示为运输上山进风、轨道上山回风的采区通风系统。由于煤流方向与风流方向相反，运输过程中产生的煤尘易污染采区的进风风流，使工作面的安全 and 环境恶化。对于煤尘燃烧爆炸危险性小的采区，可以选择使用。

2. 轨道上山进风、运输上山回风的采区通风系统

图14-11b所示为轨道上山进风、运输上山回风的采区通风系统。该系统虽然可以减少煤尘对采区进风风流的污染，但由于轨道上山进风，在轨道上山的上部、中部车场都要安设风门，风门数量比采用运输上山进风方式多，运料、行人时容易造成风流短路，所以采区漏风量较大，通风管理复杂。该系统适用于煤尘燃烧、爆炸危险性大的采区。

在选择采区通风系统时，对煤尘燃烧、爆炸危险性大的采区，应采用轨道上山进风、运

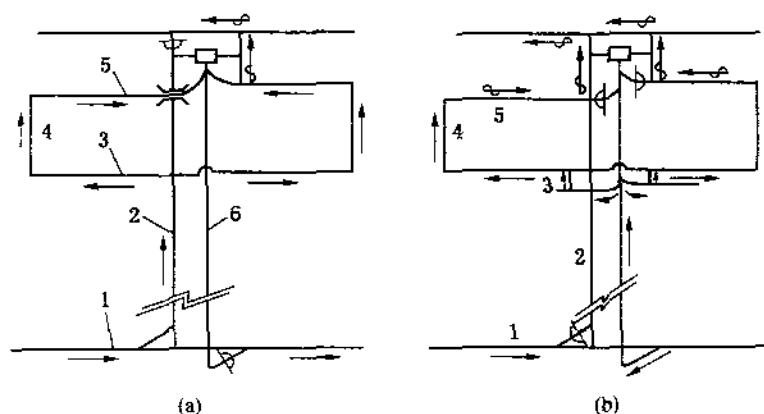


图 14-11 采区通风系统

1—主要进风巷；2—运输上山；3—区段运输平巷；4—回采工作面；5—区段回风平巷；6—轨道上山

输上山回风的采区通风系统；煤尘爆炸、燃烧危险性小的采区，为了简化通风系统，便于管理，减少漏风量，可以采用运输上山进风、轨道上山回风的采区通风系统，但应采取防尘措施。

二、采煤工作面通风

由采煤工作面及其进、回风巷道所构成的通风路线叫采煤工作面通风系统。按照采煤工作面进、回风巷的数目和风流的流动路线的不同，采煤工作面的通风系统可有多种形式，如U形、Y形、W形和H形等通风系统。现场比较常用的通风系统有：

(1) U形通风系统（图14-12）。这种通风系统最为简单，采用最广泛。但它的缺点是采煤工作面的采空区一侧的上隅角容易积聚瓦斯。

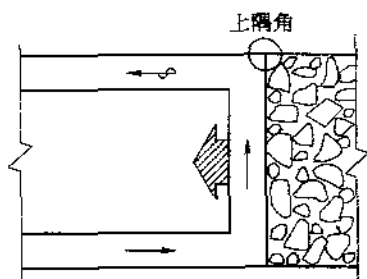


图 14-12 U形通风系统

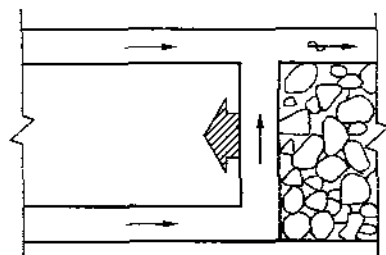


图 14-13 Y形通风系统

(2) Y形通风系统（图14-13）。这种通风系统对解决回风流瓦斯浓度过高或上隅角积存瓦斯具有良好效果，但要求工作面的上平巷沿采空区一翼全长预先掘出，且在回采期内要始终维护。

(3) W形通风系统（图14-14）。这种通风系统适用于瓦斯涌出量大、工作面较长的综

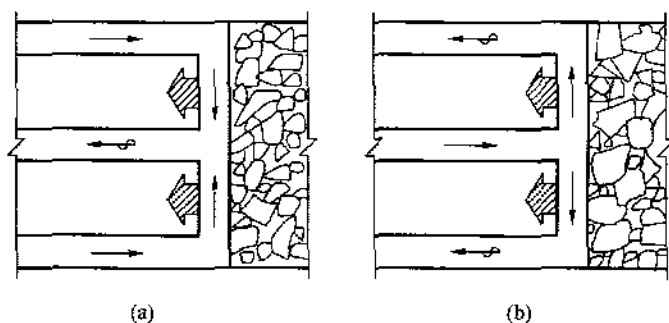


图 14-14 W 形通风系统

采工作面，因为它的供风量较 U、Y 形增加一倍。当开采煤层的瓦斯涌出量特别大时，还可在中间平巷中布置钻孔抽放瓦斯，但这种通风系统中有半个工作面是下行通风，对有煤与瓦斯突出的采煤工作面严禁采用。

除了上述几种采煤工作面通风系统外，还有 Z 形通风系统和 H 形通风系统等。以上多种通风系统实际上是 U 形通风系统的变形，总的目的是为了加大工作面长度，增加工作面风量和预防瓦斯积聚。

第七节 掘进通风方法

在开掘井巷时，为了稀释和排出煤（岩）体涌出的有害气体，爆破产生的炮烟和矿尘以及保持良好的气候条件，必须进行不间断的通风。这种井巷只有一个出口的独头巷道，不能形成贯穿风流，必须采用机械和导风设施，使新鲜风流与污浊风流隔开，这种对井下独头巷道通风的方法称为掘进通风（又称局部通风）。

掘进通风方法有总风压通风、引射器通风和局部通风机通风 3 种。局部通风机通风是我国矿井广泛采用的一种掘进通风方法。它是利用局部通风机和风管把新鲜风流送到掘进工作面的方法。

局部通风机通风的通风方式主要有压入式、抽出式和混合式通风 3 种，如图 14-15。

(1) 压入式通风（图 14-15a）。压入式通风是用局部通风机把新鲜风流通过风管压送到掘进工作面，回风由巷道直接排出。这种方法的优点是：从风筒吹出的风流清洗工作面的能力强；通过局部通风机压入的风流为新鲜风流，安全可靠，风筒可使用轻便的柔性风筒，即使风筒少量漏风，也可起到冲淡巷道内炮烟的作用。但其缺点是排除沿巷道流动的炮烟需要较长的时间，巷道越长，排出炮烟的时间越长。

(2) 抽出式通风（图 14-15b）。抽出式通风和压入式通风恰恰相反，依靠安装在离掘进巷道 10m 以外回风侧的局部通风机抽出时产生的负压，回风经风筒由局部通风机排出，迫使新鲜风流沿巷道流入掘进工作面。

受风机工作时风筒吸口吸入空气的作用范围的限制，抽出式通风只有在风筒吸风口距工作面很近时才有效，否则由于风流短路，工作面得不到良好的通风。抽出式通风回风要通过局部通风机，故安全性低，且不能使用柔性风筒。

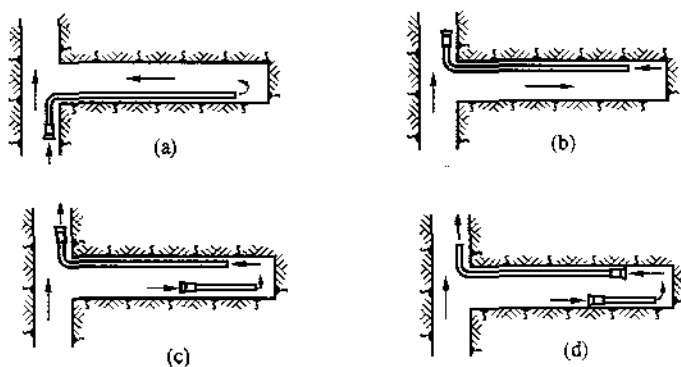


图 14-15 掘进通风方法

a—压入式通风；b—抽出式通风，c、d—混合式通风

(3) 混合式通风（图 14-15c）。混合式通风是上述两种通风方法的联合使用。它具有压入式和抽出式通风的优点，但需要 2 套通风设备，同时回风要经过局部通风机。

通过以上分析可以看出，压入式通风是最安全的通风方法。因此，当以排除瓦斯为主的煤巷或半煤岩巷道掘进时，采用压入式通风，目前压入式通风是矿井中最常用的掘进通风方式。当以排除粉尘、炮烟为主的井筒掘进时，宜采用抽出式通风。混合式通风主要用于大断面、无瓦斯涌出的长距离掘进巷道中。

第八节 矿井通风构筑物

井下巷道纵横交错，彼此贯通。为了保证风流按拟定的路线流动，必须在某些巷道内设置相应的构筑物对风流路线进行控制，这类构筑物称为通风构筑物。

通风构筑物因其用途不同，种类繁多。本节仅介绍一些主要的通风构筑物。

一、风门

在人员和车辆需要通行，而不能让风流通过的巷道中，需要设置通风构筑物，这种既要切断风流又能保证行人通车的通风构筑物称为风门。

风门按制作材料可分为木制、铁制、木板包铁皮等几种；按开启方式又可分为人力开启风门和自动开启风门 2 种。自动开启风门又有光电自动风门、电动自动风门和压气自动风门等几类。

风门开启的方向应逆风流，保证风门受风压作用后与门框接触更严密。为了减少风门开启时漏风，每处风门至少要有两道，间距要大于运输工具的长度，即当运行矿车时不得少于一列车长度，行人时不少于 5m，并禁止两道风门同时开启，以避免风流短路。在风压较大的矿井中，为防止漏风，可布置三道或四道风门。

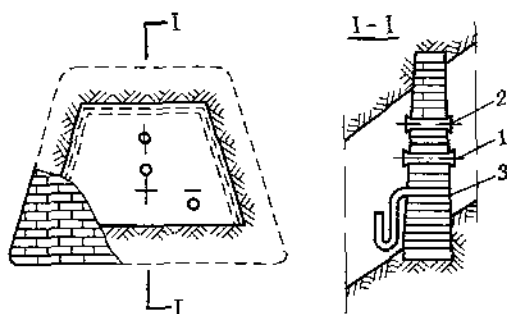


图 14-16 风墙

1—观测孔；2—注浆孔；3—放水孔

和注浆孔，密闭区内如有流水时应设置放水管，放水管要制成U形。

三、风桥

在进风巷道与回风流平面交叉处，为防止风流短路、使进回风分离，需要设置通风构筑物，这种用于隔开两条互相交叉的进、回风流的构筑物称为风桥。

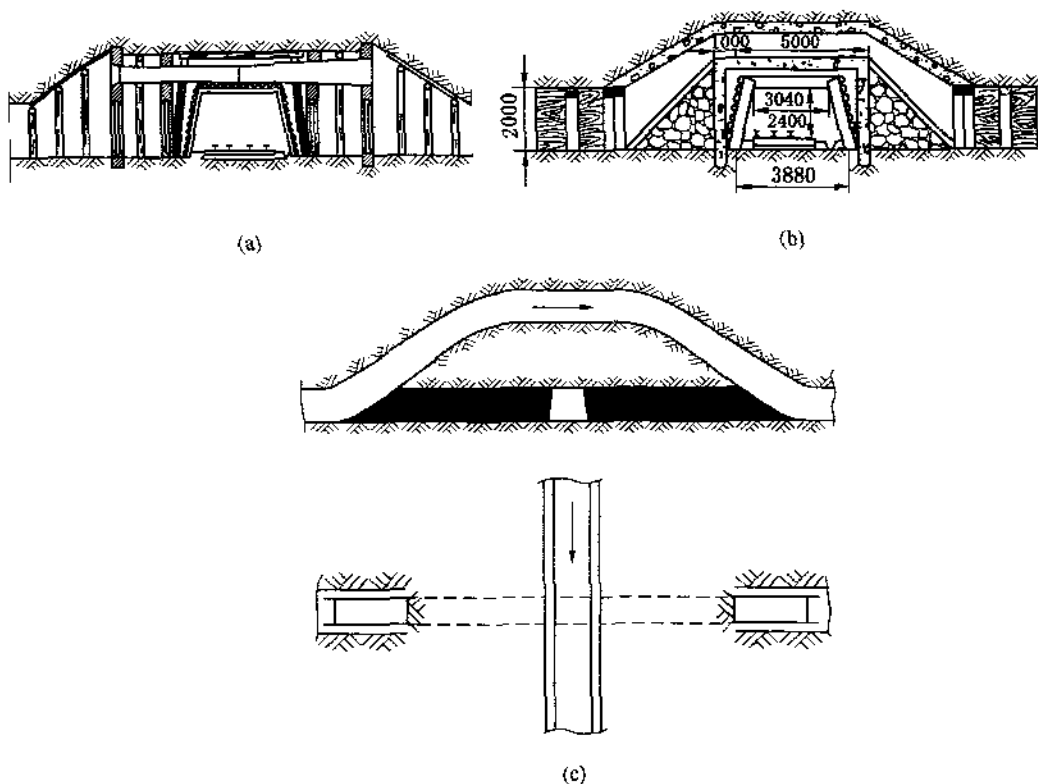


图 14-17 风桥

a—铁筒式风桥 b 混凝土风桥；c—绕道式风桥

根据结构特点的不同,风桥可以分为:铁筒式风桥(图14—17a)、混凝土风桥(图14—17b)和绕道式风桥(图14—17c)。一般在服务年限短,通过风量为 $10\text{m}^3/\text{s}$ 以下时可采用铁筒式风桥;在服务年限较长,通过风量在 $10\sim 20\text{m}^3/\text{s}$ 时可用混凝土风桥;在服务年限长,通过风量在 $20\text{m}^3/\text{s}$ 以上的巷道中可采用绕道式风桥。

四、井口封闭装置

在安设通风机的井筒内,空气压力与大气压力之间存在较大压力差,为防止井内风流和地面大气短路,其井口必须有封闭装置,以使井口和地面大气隔开。对于通风、提升共用的井筒,应将整个井楼密闭起来。

出风斜井井口一般都要安设风门,以便把地面与井下空气隔离,同时对通风机起到防爆安全作用。

对于不作提升用的通风井筒,为了防止瓦斯、煤尘爆炸时损坏通风机,一般用铁板制成的防爆井盖封闭井口,如图14—18所示。当井下一旦发生爆炸事故时,爆炸波冲开井盖,将爆炸压力释放后,井盖靠自重作用能重新回到原来的位置,恢复正常通风。

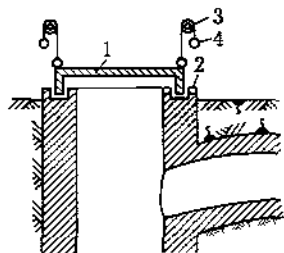


图14—18 井口防爆门

1—防爆门; 2—钢丝绳; 3—滑轮; 4—平衡锤



思考题

1. 矿井通风的任务是什么?
2. 矿井空气中的主要成分与地面空气的主要成分有什么不同?
3. 矿内空气为什么会在井巷中流动? 降低矿井通风阻力的措施主要有哪些?
4. 自然通风的原理是什么? 按其服务范围机械通风可分为哪三种?
5. 什么叫矿井通风系统?
6. 矿井主要通风机的工作方式有哪几种?
7. 矿井通风方式有哪几种? 各有什么优缺点?
8. 矿井配风的原则、方法是什么?
9. 生产矿井总进风量如何计算?
10. 什么是采区通风系统? 主要有哪几种方式?
11. 采煤工作面的通风系统有哪几种形式? 各有什么优缺点及适应条件?
12. 掘进工作面局部通风机通风的通风方式主要有哪几种? 各有什么优缺点?
13. 矿井通风构筑物主要有哪些? 各起什么作用?

第十五章 矿井瓦斯与矿尘

第一节 矿井瓦斯的的存在状态

矿井瓦斯的主要成分是甲烷(CH_4)，约占80%~90%，此外还含有其他烃类(乙烷、丙烷)等。它是严重威胁煤矿安全生产的主要自然因素之一，同时瓦斯(主要以煤层气的形式存在)也是重要的清洁能源和化工原料。

一、瓦斯的生成

瓦斯是在煤的生成和变质过程中伴生的气体。在成煤过程中生成的瓦斯是古代植物在堆积成煤的初期，纤维素和有机质经厌氧菌作用分解而成的；另外，在高温、高压的环境下，在成煤的同时由于物理和化学作用，可继续生成瓦斯。

二、瓦斯的性质

瓦斯是无色、无味、无臭的气体，但有时可以闻到类似苹果的香味，这是由于芳香族的碳氢化合物气体同瓦斯同时涌出的缘故。瓦斯对空气的相对密度是0.544，在标准状态下瓦斯的密度为 0.716kg/m^3 ，所以常积聚在巷道的上部及高顶处。瓦斯的渗透能力是空气的1.6倍，难溶于水，不助燃也不能维持呼吸，瓦斯在空气中达到一定浓度时，遇火能燃烧或爆炸。在煤矿的采掘过程中，当条件合适时，会发生瓦斯突出(喷出)，产生严重的破坏作用，甚至造成巨大的财产损失和人员伤亡。瓦斯的燃烧、爆炸或突出是矿井的主要灾害。

三、瓦斯的的存在状态

瓦斯在煤体中存在的状态可分为两类：即游离状态和吸着状态。

游离状态也叫自由状态，这种瓦斯是以自由气体状态存在于煤体或周围岩体的裂缝孔隙之中，游离瓦斯量的大小与存储空间的容积、瓦斯压力成正比，与温度成反比。

吸着状态又称为结合状态，其特点是瓦斯与煤或某些岩石结合成一体，不再以自由气态形式存在。按其结合形式不同又可分为吸附和吸收两种：吸附状态是由于固体粒子与瓦斯分子之间分子吸引力的作用，使瓦斯分子在固体颗粒表面上形成很薄的吸附层；吸收状态是气体分子已进入煤分子团的内部，占据煤分子结构的空位和煤分子之间的空间，如同气体溶解于液体中的状态一样。吸附瓦斯量的大小与煤的性质、空隙结构特点、瓦斯压力和温度有关。

几种状态的瓦斯是处于不断变化的动平衡之中，在一定条件下会相互转化。当外界压力升高或温度降低时，部分游离态瓦斯会转化为吸着状态，这种现象称为吸附。相反，如果压力降低或温度升高时，又会有部分瓦斯由吸着状态转化为游离状态，这种现象称为解吸。

第二节 矿井瓦斯涌出量

一、煤层瓦斯的含量

煤层瓦斯含量是指单位质量或单位体积的煤体,在一定压力和温度下所含的瓦斯数量(即游离瓦斯和吸着瓦斯的总和),用 m^3/t 或 m^3/m^3 表示。煤层瓦斯含量的大小受很多因素的影响,但主要受生成瓦斯的条件和保存瓦斯条件这两方面的影响。

二、瓦斯的涌出形式

(1) 普通涌出。瓦斯从煤层或岩层表面非常细微的缝隙中缓慢、均匀而持久地涌出为普通涌出。这种涌出方式涌出的面积大、时间长,是瓦斯涌出的主要形式。

(2) 特殊涌出。特殊涌出又可以分为瓦斯喷出和煤(岩)与瓦斯突出两种。

瓦斯喷出是指大量瓦斯突然喷出的现象,喷出的时间可长、可短(数天或数年),每昼夜的喷出量可达数百立方米。

煤(岩)与瓦斯突出(简称突出)是在一瞬间(几秒钟或几分钟)突然喷出大量瓦斯和煤炭(岩石),并伴随有强烈的声响和强大的冲击动力现象。

三、瓦斯涌出量的计算

1. 矿井绝对瓦斯涌出量

矿井绝对瓦斯涌出量是指矿井在一定时间或单位时间内所涌出的瓦斯数量,通常用 m^3/d 或 m^3/min 来表示,即

$$\{Q_{\text{CH}_4}\}_{\text{m}^3/\text{min}} = \{Q_{\Sigma}\}_{\text{m}^3/\text{min}} \cdot C \quad (15-1)$$

$$\begin{aligned} \text{或} \quad \{Q_{\text{CH}_4}\}_{\text{m}^3/\text{d}} &= \{Q_{\Sigma}\}_{\text{m}^3/\text{min}} \cdot C \times 60 \times 24 \\ &= 1440 \{Q_{\Sigma}\}_{\text{m}^3/\text{min}} \cdot C \end{aligned} \quad (15-2)$$

式中 Q_{CH_4} ——矿井绝对瓦斯涌出量, m^3/min ;

Q_{Σ} ——矿井总回风量, m^3/min ;

C ——矿井总回风流中瓦斯浓度(以体积分数计)。

2 矿井相对瓦斯涌出量

矿井相对瓦斯涌出量是指矿井正常生产的情况下,平均日产1t煤的瓦斯涌出量。常用 m^3/t 来表示。

$$\{q_{\text{CH}_4}\}_{\text{m}^3/\text{t}} = \frac{\{Q_{\text{CH}_4}\}_{\text{m}^3/\text{d}} \cdot \{n\}_{\text{d}}}{\{T\}_{\text{t}}} \quad (15-3)$$

或

$$\{q_{\text{CH}_4}\}_{\text{m}^3/\text{t}} = 1440 \frac{\{Q_{\Sigma}\}_{\text{m}^3/\text{min}} \cdot C \cdot \{n\}_{\text{d}}}{\{T\}_{\text{t}}} \quad (15-4)$$

式中 q_{CH_4} ——矿井相对瓦斯涌出量, m^3/t ;

T ——矿井月产煤量, t;

n ——矿井月工作天数, d。

四、矿井瓦斯等级

根据《煤矿安全规程》规定，一个矿井只要有一个煤（岩）层发现瓦斯，该矿井即为瓦斯矿井。矿井瓦斯等级，根据矿井相对瓦斯涌出量、绝对瓦斯涌出量和瓦斯涌出形式划分为：

（1）低瓦斯矿井。矿井相对瓦斯涌出量小于或等于 $10\text{m}^3/\text{t}$ 且矿井绝对瓦斯涌出量小于或等于 $40\text{m}^3/\text{min}$ 的矿井即为低瓦斯矿井。

（2）高瓦斯矿井。矿井相对瓦斯涌出量大于 $10\text{m}^3/\text{t}$ 或矿井绝对瓦斯涌出量大于 $40\text{m}^3/\text{min}$ 。

（3）煤（岩）和瓦斯（二氧化碳）突出矿井。

不同瓦斯等级的矿井，供风标准、设备选型、瓦斯管理制度均有所不同。所以划定矿井的瓦斯等级，分级管理，不仅有利于安全生产，而且具有重要的经济意义。

第三节 瓦斯爆炸及其预防

瓦斯爆炸是一定浓度的甲烷和空气中的氧气在高温热源的作用下发生剧烈氧化反应的过程，瓦斯爆炸后产生高温、冲击波和大量有毒有害气体。瓦斯爆炸能造成大量的人员伤亡及井下设备、设施被严重摧毁等，有时还会引起煤尘爆炸和井下火灾，从而使灾害加重。

一、瓦斯爆炸的条件及其影响因素

瓦斯爆炸的三个充分必要条件：瓦斯浓度、引火温度和氧的浓度。

1. 瓦斯浓度

瓦斯只在一定浓度范围内才发生爆炸，该浓度范围称为瓦斯爆炸界限，其最低浓度界限叫爆炸下限，最高浓度界限叫爆炸上限。瓦斯在空气中的爆炸下限为 $5\%\sim 6\%$ ，上限为 $14\%\sim 16\%$ 。

当瓦斯浓度低于爆炸下限时，遇高温火源并不爆炸，但能在火焰外围形成稳定的燃烧层。当瓦斯浓度高于爆炸上限时，失去其爆炸性，但在空气中遇火仍会燃烧。在正常空气中瓦斯浓度为 9.5% 时，其爆炸威力最大；当瓦斯浓度为 $7\%\sim 8\%$ 时最容易爆炸。

但必须注意的是，瓦斯的爆炸界限并不是固定不变的，当瓦斯混合气体的温度、压力发生变化，或混入煤尘及其他可燃性气体，都会导致瓦斯爆炸界限的变化。

2. 引火温度

瓦斯的引火温度随瓦斯浓度、火源性质及混合气体的压力等因素变化而变化，一般认为，瓦斯的引火温度为 $650\sim 750\text{C}$ ，最低点燃能量为 0.28MJ 。当混合气体在压力增高时，引燃温度即降低；在引火温度相同时，火源面积越大、点火时间越长，越易引燃瓦斯。

3. 氧的浓度

在煤矿井下巷道及采场等一般氧浓度均满足瓦斯爆炸条件（氧浓度大于 12% ）。井下含瓦斯的混合气体中氧的浓度降低时，瓦斯爆炸界限随之提高。当氧的浓度低于 12% 时，混合气体即失去爆炸性。

二、预防瓦斯爆炸的措施

瓦斯浓度、引火温度、氧的浓度是矿井发生瓦斯爆炸必须具备的三个条件，三者缺任何一个都不会发生瓦斯爆炸。《煤矿安全规程》规定井下空气中氧浓度不得低于20%，因此预防瓦斯爆炸的有效措施，主要从防止瓦斯积聚和消除火源着手。

1. 防止瓦斯积聚的措施

(1) 加强通风。有效地通风是防止瓦斯聚集和超限最基本和最有效的方法。矿井中必须做到：风流稳定、有足够的风量和风速；避免循环风；局部通风机风筒末端要靠近工作面；加大瓦斯积聚地点的风量和提高；当瓦斯超过允许浓度时，必须及时处理。

(2) 及时处理局部积聚的瓦斯。容易局部积聚瓦斯的地点主要有工作面上隅角、独头掘进的掘进工作面上隅角、顶板冒落的空洞内、综放工作面后部放煤口及采空区边界处、低风速巷道的顶板附近等。及时有效地处理局部瓦斯积聚对防止瓦斯爆炸事故具有重要意义。

(3) 加强瓦斯监测检测。准确地掌握矿井空气中的瓦斯含量是有效防治瓦斯事故的重要基础。目前在井下主要巷道硐室、采掘工作面的适当位置采用瓦斯监测监控系统对矿井瓦斯进行实时动态监测、监控（瓦斯超限时自动报警并切断电源）同时对井下的移动场所等，人工采用瓦斯检查仪器随时随地进行瓦斯检测。

2. 防止瓦斯引燃措施

(1) 在井口和井口房内，禁止使用明火。

(2) 在瓦斯矿井，要使用防爆型或安全火花型电器设备，对其防爆性能要经常检查，不符合要求的要及时更换。

(3) 严格执行爆破制度。

(4) 严格管理火区，防止密闭墙漏风，并定期测定火区内温度。

3. 限制瓦斯爆炸范围扩大的措施

(1) 实行分区通风，各水平、各采区和各工作面都应有独立的通风系统。

(2) 通风系统力求简单，不用的巷道要及时封闭。

(3) 装有通风机的井口必须设置防爆门，以防爆炸波摧毁通风机而影响救灾和恢复生产。

(4) 矿井主要通道必须装有反风设备，并能按《煤矿安全规程》的要求反风。

(5) 在连接矿井两翼相邻采区、相邻煤层的巷道中设置岩粉棚或水槽等，以阻断爆炸波的传播及防止煤尘参与爆炸。

(6) 编制周密的灾害预防与处理预案。

第四节 瓦斯喷出与突出及其预防

瓦斯喷出和煤与瓦斯突出是矿井瓦斯的特殊涌出现象。瓦斯喷出和煤与瓦斯突出能使工作面或井巷充满瓦斯，造成窒息，形成爆炸条件，以致破坏通风系统、造成风流紊乱或短时逆转。突出的煤和瓦斯能堵塞巷道，破坏支架、设备及设施。

除了煤与瓦斯突出外，当煤层中含有大量二氧化碳气体时，由于煤对二氧化碳的吸附

能力极强，故也会发生煤和二氧化碳突出。我国煤矿已发生过数起煤和二氧化碳突出。

一、瓦斯喷出及其预防

1. 瓦斯喷出的特点

如果煤层或岩层中存在着大量高压游离瓦斯，当采掘工作面接近或沟通这一区域时，瓦斯就会同喷泉一样从裂缝或裂隙中大量喷出，突然涌向采掘空间，在短时间内造成风流中瓦斯突然增大，具有突然性和集中性。瓦斯喷出可导致突出地点的人员窒息，扩散到风流中遇高温火源可能发生爆炸等重大事故。

2. 瓦斯喷出的预防与处理

预防与处理瓦斯喷出的措施，应根据瓦斯喷出量的大小和瓦斯压力的高低来拟定。有些矿井总结为探、排、引、堵4类方法。

(1) 探明地质构造。在掘进工作面的前方和两侧打钻，探明含有大量瓦斯的断层、断裂和溶洞，以及它们的位置、范围和瓦斯蓄积情况。

(2) 排放（或抽放）瓦斯。如探明的高压瓦斯带范围不大、含量不大时，可让其自然排放；若范围较大，瓦斯较多时可将钻孔封堵，接入瓦斯管路进行抽放。

(3) 将瓦斯引至回风流。当喷出瓦斯的裂隙范围小和瓦斯量不大时，可用金属罩或帆布将喷瓦斯的裂隙盖住，然后在罩上接风筒或管子将瓦斯引至回风流，以保证工作面爆破、掘进安全。

(4) 封堵裂隙。喷瓦斯的裂隙较小，瓦斯量较小时，可用黄泥或其他材料封堵裂隙，阻止瓦斯喷出。

此外，对有瓦斯喷出危险的工作面要有独立的通风系统，并要适当加大风量，以保证瓦斯不超限和影响其他区域。

二、煤与瓦斯突出及其预防

(一) 煤与瓦斯突出的特点

煤与瓦斯突出是指地下开采过程中，在很短的时间内（几秒钟或几分钟），突然由煤体内部大量喷出煤（岩）与瓦斯，并伴随着强烈震动和声响的一种矿井动力现象。突出的煤（岩）从几吨到几百吨以至上万吨，喷出的瓦斯从几百立方米到几万立方米，甚至几十万立方米。短时间内大量的煤和瓦斯突然喷出，可以造成极其严重的后果。

煤与瓦斯突出可以发生在矿井的各类巷道和采煤工作面的各种作业时间，但上山、石门揭煤和平巷掘进时最容易发生。

煤与瓦斯突出机理十分复杂，一般认为煤与瓦斯突出主要是矿山压力和煤层瓦斯压力及煤岩力学性质等综合作用的结果。

煤与瓦斯突出一般具有规律性，主要有：

- (1) 煤与瓦斯突出多发生在地质构造附近，如断层、褶曲、扭转等；
- (2) 高应力集中区，如巷道的上隅角、受煤柱集中应力影响的位置等；
- (3) 突出次数、强度随煤厚（特别是软分层厚度）、倾角等增大且危险性增大；
- (4) 突出与采掘的工序有关，且多发生在爆破和落煤时或其后；
- (5) 突出与煤层的瓦斯含量和瓦斯压力之间没有固定关系。

煤与瓦斯突出前，一般都有一定的预兆，可以分为无声预兆和有声预兆两类。

1. 无声预兆

(1) 煤层结构变化。层理紊乱，煤层由硬变软，煤层厚度变化，倾角由小变大，煤由湿变干、光泽暗淡，煤层顶、底板出现断层、断裂、波状起伏，煤岩严重破坏；

(2) 工作面压力增大，煤壁外鼓等；

(3) 风流中瓦斯含量增大，或忽大忽小。

2. 有声预兆

响“煤炮”、深部岩层或煤层的破裂声、掉碴、支柱折断等都属有声预兆。因此，熟悉和掌握本煤层的突出预兆，可以及时撤出人员并采取措施，减少煤与瓦斯突出所造成的损失。

(二) 预防煤与瓦斯突出的措施

预防煤与瓦斯突出的措施，可以分为区域性措施和局部性措施。

1. 区域性措施

区域性措施是指使消除大范围煤层突出危险性的措施，主要有开采解放层和预抽煤层瓦斯（见本章第五节）2种。

开采解放层是在开采具有煤与瓦斯突出危险的煤层群时，预先开采无煤与瓦斯突出危险或危险性较小的煤层，使在卸压区内有煤与瓦斯突出危险煤层的压力降低（卸压），泄出大量瓦斯，增加煤体的机械强度，从而使其减弱或失去煤与瓦斯突出危险。这种预先开采的煤层叫解放层，被解除煤与瓦斯突出危险的煤层叫做被解放层，如图15-1所示。

2. 局部性防突措施

局部性防突措施是指在有煤与瓦斯突出危险的煤层中采掘时，采用影响范围比较小的局部预防性方法，在较小范围内消除或降低突出威胁。

(1) 钻孔排放瓦斯。钻孔排放瓦斯是石门揭煤时的一种措施，即用石门开拓有煤与瓦斯突出的煤层时，从掘进工作面距煤层10m以外开始向煤层打钻，使煤层中的瓦斯从钻孔中自然排放出来，降低瓦斯压力，达到预防突出的目的。钻孔超前掘进工作面的距离不得小于5m。在揭开煤层之前，掘进工作面和煤层之间必须保持一定的岩柱，然后一次崩开石门的全断面岩柱和煤层全厚。

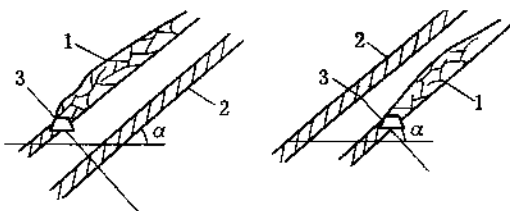


图15-1 开采解放层

1—解放层，2—被解放层；3—巷道

钻孔排放瓦斯也常用于高瓦斯煤层巷道掘进和高瓦斯煤层采煤工作面的采掘过程中。

(2) 震动爆破。震动爆破也是石门揭煤的一种措施，它是在掘进工作面增加炮眼数目，加大装药量，全断面一次爆破，人为地激发煤与瓦斯突出，以避免用一般爆破方法容易发生延期性突出。

(3) 水力冲孔。水力冲孔是在安全岩柱（或煤柱）的保护下向煤层打钻孔，用压力水通过钻杆冲击煤体，边钻边冲，使煤、瓦斯和水一起从钻杆与孔壁之间流出，从而将煤与瓦斯突出的能量“化整为零”地逐步释放出来。

预防煤与瓦斯突出的措施除上述几种外，还有采用大直径超前钻孔、煤层高压注水及开卸压槽卸压等方法。

第五节 瓦 斯 抽 放

当矿井瓦斯涌出量很大时,单靠通风方法来冲淡和排除瓦斯,不但经济上不合理,技术上也有困难。同时,瓦斯是一种很有价值的资源,除用作燃料外,也是制造炭黑、工业塑料等方面的重要原料。因此对高瓦斯煤层进行瓦斯抽放,对于减少瓦斯涌出量、充分利用自然资源、具有重要意义。

瓦斯抽放是将矿井瓦斯通过钻孔(或专门抽放瓦斯的巷道)、管道、瓦斯泵直接抽至地面。抽放办法有本煤层抽放、邻近层抽放、采空区抽放及地面定向钻孔抽放等。

一、本煤层抽放瓦斯

本煤层抽放瓦斯是在开采煤层之前或开采煤层过程中利用钻孔或巷道进行该煤层的抽放工作。

如图 15-2 所示,在开采煤层的顶板或底板岩巷中,每隔约 30m 开一个钻场,向煤层打 3~5 个钻孔,贯穿整个煤层厚度,呈扇形布置。当一个钻场布置的钻孔全部竣工,即可封闭钻孔,装上瓦斯抽放管道,进行瓦斯抽放。

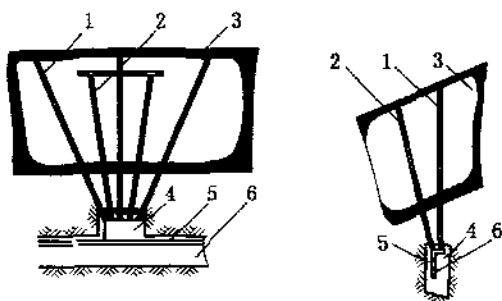


图 15-2 本煤层瓦斯抽放穿层钻孔布置示意图

1—水平钻孔, 2—上向钻孔; 3—煤层顶板; 4 钻场;
5—抽放瓦斯管路; 6 围岩平巷

二、掘进巷道瓦斯抽放

在掘进巷道的两帮随掘进工作面的推进,每隔 10~15m 开一钻窝,在巷道周围卸压区内打 1~2 个 45~60m 的钻孔,封孔深 1.5~2.0m,封孔后与抽放系统连接进行抽放。

三、邻近煤层抽放瓦斯

当开采含瓦斯的煤层群时,在有瓦斯赋存的邻近煤层内预先开凿抽放瓦斯的巷道或预先从开采煤层的某些巷道中向邻近煤层的顶板或底板打抽放钻孔,装上瓦斯抽放管道,

进行瓦斯抽放(图 15-3)。

四、采空区抽放瓦斯

如果在采空区内积存大量瓦斯时,往往会通过漏风而进入生产巷道或采煤工作面,造成瓦斯超限而影响正常生产。为此可采用以下措施:

(1) 在采空区上方开掘一条专用瓦斯抽放巷道,在巷道中布置钻场向下部采空区打钻抽放;

(2) 从工作面超前巷道中掘专用钻窝向工作面采空区的上隅角打钻抽放;

(3) 在放顶煤工作面煤层中沿顶板在靠回风巷一侧开设专用的瓦斯排放巷道,密闭后安设管道抽放。

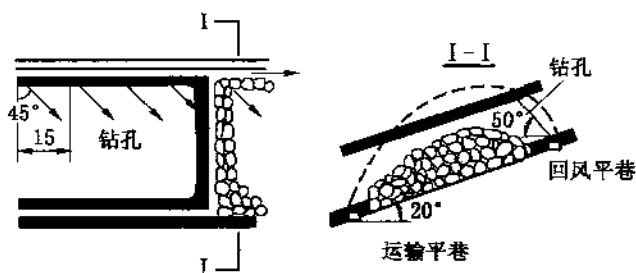


图 15-3 利用钻孔抽放上邻近层瓦斯示意图

五、地面定向钻孔抽放瓦斯

近年来，应用石油部门的拐弯钻机从地面打抽放瓦斯钻孔获得成功，先从地面打垂直钻孔到煤层，经拐弯后沿煤层钻进，在煤层内可延伸达 1000m 以上，然后在地面利用钻孔直接抽放瓦斯。

据《煤矿安全规程》规定，抽放瓦斯的矿井中，利用瓦斯时瓦斯浓度不得低于 30%；不利用瓦斯时，采用干式抽放瓦斯设备，瓦斯浓度不得低于 25%。

抽出的瓦斯可以按浓度的不同，合理地加以利用：浓度为 35%~40% 时，可作为工业或民用燃料；浓度为 50% 以上的瓦斯可作为化工原料。

第六节 矿 尘

矿井在生产过程中所产生的各种矿物微粒统称矿尘。其中飞扬在空气中的叫浮尘，从空气中沉降下来的叫落尘。矿尘的两种存在状态是相对的，随着外界气候条件的改变，浮尘和落尘之间是可以互相转化的。

一、矿尘及其危害性

煤矿矿尘就其危害和数量而言，主要是煤尘和岩尘。其生成量以采掘工作面最高，其次为运输过程中的各转载点。

矿尘危害的主要表现为：

- (1) 污染工作场所，危害人体健康，引起职业病。
- (2) 燃烧或爆炸。
- (3) 加速机械设备的磨损，缩短仪器设备的使用寿命。

二、煤尘的爆炸及其预防

煤尘接触高温热源时，首先迅速放出挥发分，因其燃点较低，所以一经和空气混合便在高温作用下燃烧起来，燃烧生成的热又使煤尘加快挥发而燃烧，生成更多的热。这些热量传播给附近煤尘并使其重复以上的过程，在此过程连续不断地进行中，氧化反应越来越快，温度越来越高，范围越来越大，当其达到一定程度时，便由一般燃烧发展成剧烈爆炸。

煤尘爆炸一旦形成，爆炸波便可将巷道中的落尘扬起而成为浮尘，为爆炸的延续和扩

大补充尘源,因此煤尘爆炸不仅表现出有连续性的特点,而且在连续爆炸的条件下,还可能离开爆源越远其破坏力越大的特征。

煤尘引燃的温度变化范围较大,一般为700~800℃以上,有时也可达1100℃。煤矿中能点燃煤尘的高温热源有爆破时出现的火焰、电气设备的电火花、电缆和架线上的电弧、采掘机械工作时出现的冲击火花、安全灯火焰、井下火灾以及瓦斯爆炸等。

煤尘爆炸性可以分为有爆炸危险性及无爆炸危险性两种,需经过煤尘爆炸试验来确定。一般来讲,无烟煤的煤尘没有爆炸危险性。但煤尘无论有无爆炸危险,对人体健康都是有害的,因此在矿井生产过程中应当采取必要的防尘措施。

防止煤尘爆炸的措施分为降尘措施、防止引燃措施、隔爆措施三类。

1. 降尘措施

减少煤尘发生量和浮尘量,是防尘措施中最积极的办法,具体措施有:

(1) 煤层注水湿润煤体。在回采以前,通过钻孔将压力水注入煤体以湿润煤体。可在回采工作面煤壁上打钻孔,也可在区段回风平巷或区段运输平巷平行工作面煤壁打钻孔。国内不少矿井都试验和采用了这种防尘措施,均获得较好的防尘效果。

(2) 采空区灌水。当开采近距离煤层群的上组煤或者采用分层法开采厚煤层时,往往在采空区灌水湿润下组煤或下分层的煤体,以防止开采时煤尘的生成。对前者来说,两个煤层间的岩层应具有较好的透水性,而后者往往是与防止自然发火进行预防性灌浆相结合,技术要求和灌浆基本相间。

(3) 水封爆破及水炮泥。它们都是由钻孔注水预湿煤体演变而来的。将注水与爆破结合起来,不仅起到消烟、防尘的作用,而且也提高了炸药的爆破效果。

(4) 喷雾洒水。在尘源发生地点喷雾洒水是捕尘降尘的简便易行而有效的措施。在机组采煤、联合掘进机组掘进、装煤、翻车、转载等生产环节中采取正确的喷雾洒水措施,将大大减少煤尘的飞扬。在爆破时采取喷雾洒水既起降尘作用又能消除炮烟,缩短通风排烟时间。

(5) 采用合理的风速。井下风速必须严格控制,增加风量或改变通风系统后,风速应符合《煤矿安全规程》规定,防止煤尘的飞扬。

(6) 清扫积尘。沉积在巷道四壁的煤尘,一旦受到冲击再度扬起,形成初爆的尘云,为煤尘爆炸创造了条件。因此它是造成井下煤尘爆炸的一个隐患,必须清除掉。

2. 防止煤尘引燃措施

防止煤尘引燃的措施与防止瓦斯引燃的措施基本相同,参见本章第三节防止瓦斯引燃的内容。

3. 隔爆措施

隔爆措施是将已经发生的煤尘爆炸限制在较小的范围内,阻止其继续传播与发展。可以用安设在巷道中的岩粉棚或水槽棚来达到此目的。

岩粉棚由安装在巷道中靠近顶板处的若干块木制岩粉台板组成,板与板的间隙稍大于板宽,每块台板上放置一定数量的不燃性岩粉,在出现煤尘爆炸时,爆炸波将台板震翻,岩粉弥漫在巷道中,从赤热的燃烧煤尘中吸收热量并隔断火焰,从而起到阻止爆炸向前扩展的作用。

用水槽棚或悬挂水袋的方法代替岩粉棚,用水代替岩粉,效果比岩粉好。

采用自动水幕作为隔爆设施,利用煤尘爆炸所产生的爆炸波打开水阀门,自动喷雾形成水幕,以隔断煤尘爆炸的传播。

岩粉棚或水槽棚应设置在矿井两翼、相邻采区和相邻煤层处。

三、煤矿尘肺病的预防

预防尘肺病的关键是降低集中发生矿尘地点的矿尘浓度。防治措施以湿式凿岩为主,包括喷雾洒水、通风除尘、净化风流和个体防尘在内的综合性防尘措施。

1. 湿式凿岩

湿式凿岩是在风钻凿眼时用水冲洗炮眼内破碎的岩粉,使其成胶质状从炮眼中流出。

2. 喷雾洒水

喷雾洒水在采掘工作面是降低爆破、装岩(煤)及其他工序产生矿尘和防止落尘飞扬的重要措施,如在掘进机、采煤机、液压支架内、放顶煤的放煤口等的集中产尘点安装喷雾洒水装置。此外在矿井运输、转载等其他生产系统中都普遍采用安装喷雾洒水装置方法降低岩(煤)尘。

3. 净化风流

在矿井巷道中,每隔一定距离安装喷雾器喷雾形成净化水幕,在掘进巷道的局部通风机风筒中装设喷雾器形成水幕,使风流中的空气得到净化。

4. 个人防护

在实施上述综合防尘的基础上,为防止人员直接吸入矿尘,对在粉尘较大场所的工人发放防尘口罩等个体防尘面具。要求所有接触粉尘作业人员,必须佩戴防尘口罩等。



思考题

1. 矿井瓦斯是如何生成的? 瓦斯的主要成分是什么? 瓦斯的主要性质有哪些?
2. 瓦斯在媒体中存在的状态可分为哪两类?
3. 简述瓦斯含量和瓦斯涌出量的区别。瓦斯涌出量如何计算?
4. 矿井瓦斯等级如何划分?
5. 瓦斯爆炸的条件及其影响因素是什么?
6. 预防瓦斯爆炸的措施主要有哪些?
7. 煤与瓦斯突出的特点是什么? 预防煤与瓦斯突出的措施有哪些?
8. 瓦斯抽放方法有哪几种?
9. 矿尘的主要危害有哪些? 煤尘爆炸的危害及其预防措施主要有哪些?

第十六章 矿井火灾的防治

第一节 矿 井 火 灾

发生在矿井内的火灾统称为矿井火灾。发生在井口附近的地面火灾能直接影响井下生产、威胁矿工安全的火灾亦称为矿井火灾。

按引火原因可分为内因（自燃）火灾和外因火灾两类。

1. 内因（自燃）火灾

自燃物在一定的外部（适量的通风供氧）条件下，自身发生物理化学变化，产生并积聚热量，使其温度升高达到自燃点而形成的火灾称之为内因火灾。煤矿中自燃物主要是具有自燃倾向性的煤炭。

煤炭自燃火灾经常发生的地点有：

- （1）采空区，特别大量遗煤未及时封闭或封闭不严的已采区。
- （2）巷道两侧受地压破坏的煤柱。
- （3）巷道堆积的浮煤和冒顶片帮处。
- （4）与地面老窑连通处。

煤炭自燃火灾，外部征兆不明显，燃烧没有较大的火焰，早期很难察觉，有时对已发生的火灾也不容易找到真正的火源，再加上受井下空间条件限制，增加了扑灭火灾的难度。

2. 外因火灾

可燃物在外界火源（明火、爆破、机械摩擦、电流短路等）作用下，引起燃烧形成的火灾称为外因火灾。外源火灾大多发生在井下风流畅通的工作地点，如果发现不及时或者灭火方法不当，火势发展很快，将造成严重后果。

3. 矿井火灾的危害

- （1）矿井火灾发生后，随着火灾的发展而产生高温和大量火烟，火烟内含有大量有毒和窒息性气体，严重威胁工人生命安全。
- （2）能够引起瓦斯、煤尘爆炸。
- （3）使井下风流逆转。
- （4）产生再生火源。
- （5）损坏机械设备，破坏矿井的正常生产秩序。

第二节 煤炭自燃及其预防

一、煤炭自燃的原因

煤炭自燃是氧化过程自身加速发展的结果。煤炭在常温下能吸附空气中的氧而发生氧化作用产生热量，如果产生的热量不能很好散发并继续积聚，当温度上升达到煤的着火温度时，就会引起煤炭自燃。

煤炭自燃大体上可以划分为三个主要阶段（图16-1），即潜伏期、自热期和燃烧期。

1. 潜伏期

有自燃倾向性的煤炭与空气接触后，吸附氧而形成不稳定的氧化物或含氧的游离基，初期看不出其温度上升和周围环境温度上升的现象。此过程煤的氧化比较平缓，煤的总量略有增加，着火温度降低，化学活泼性增强。

2. 自热期

在潜伏期之后，煤氧化的速度在加大，不稳定的氧化物开始分解成水（ H_2O ）、二氧化碳（ CO_2 ）和一氧化碳（ CO ）。这时若产生的热量未散发或传导出来，则积聚起来的热量便会使煤体逐渐升温，达到某一临界值时，便开始进入燃烧期。

3. 燃烧期

煤进入燃烧阶段就出现了一般的着火现象：明火、烟雾、一氧化碳、二氧化碳以及各种可燃气体，火源中心处的煤温可高达1000~2000℃。

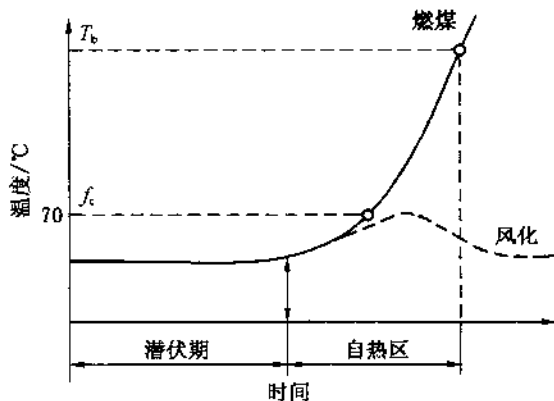


图16-1 煤的自燃过程

总之，煤炭的自燃的加速度很大，生成的热量来不及散失，引起自动加速氧化过程的特性，不仅在说明煤炭自燃的理论方面有意义，而且可以作为鉴别煤炭自燃难易的依据。

二、煤炭自燃的早期识别

煤炭自燃发现的越早越易扑灭。因此及早地识别自燃火灾，对于顺利和迅速扑灭井下火灾有决定性作用。其识别方法有：

1. 按自燃的外部征兆判断

早期自燃的外部征兆有：空气的湿度、温度增加，在火区附近出现烟雾，巷道壁和支架上有水珠，有煤油、煤焦油、松节油等的气味。

2. 矿内空气成分的变化

煤的氧化过程可使附近地区空气成分发生变化，即氧的浓度降低、一氧化碳和二氧化碳浓度增加，并出现一些碳氢化合物。这种矿内空气成分的变化，特别是一氧化碳浓度的改变，可以作为判断煤炭是否自燃的一个重要指标。

测定矿井空气中一氧化碳的方法有矿井监测监控系统（一氧化碳传感器），直接在井下测定一氧化碳含量的一氧化碳测定仪和比长式一氧化碳检定管。

三、自燃火灾的预防

消除或改变煤炭自燃过程中必须同时具备的4个因素之一（或一个以上），即可预防煤炭自燃。

1. 合理的开拓开采系统、采煤方法及通风系统

煤炭只有处于破碎状态、通风不畅、易于蓄热的环境中才能产生自燃现象。因此，在开拓开采的巷道布置及选择采煤方法时，就应该充分考虑防火的要求，在进行开拓开采系统设计及选择采煤方法时应遵循：减少煤层暴露面积，少留浮煤，少切割煤体，采空区宜早封闭；尽量采用长壁式开采，推行综合机械化采煤。

2. 预防性灌浆

预防性灌浆是将水、浆材按适当的比例混合，制成一定浓度的浆液，借助输浆管路送往可能发生自燃的地区，以防止自燃火灾的发生。该方法是防止煤炭自然发火的一项传统措施，也是目前使用比较成功、稳定性好的措施。

3. 阻化剂防火

选用氯化钙、氯化镁、水玻璃等溶液作阻化剂，灌注到采空区、煤柱裂隙等煤炭易于自燃的地点，降低或阻止煤的氧化进程，或用喷枪在煤层暴露面上喷敷一薄层，防止煤的自热以预防煤炭自燃。

4. 均压防灭火

漏风是造成煤炭自然发火的主要原因。均压防灭火与封闭防灭火的原理一样，即都是堵漏。

5. 惰性气体防灭火

惰性气体防灭火就是利用惰性气体能抑制可燃物燃烧的一种防灭火方法。常用的惰性气体有 N_2 、 CO_2 和卤代烷基等。

第三节 外因火灾的预防

外因火灾对于井下工作人员的威胁比自燃火灾有更大，如不及时控制和扑灭，火势会迅速扩大，生成大量一氧化碳，可造成井下人员的大量伤亡。因此任何矿井都必须十分重视外因火灾的预防。

外因火灾的预防主要应采取“预防为主，消防结合”的方针，把防火放在首位。防火措施主要有技术措施、教育措施和管理措施三种。

1. 技术措施

（1）防止起火的措施：确定发火危险区，加强对明火和高温火源的管理与控制，防止火源产生；消除燃烧的物质基础；防止火源与可燃物接触；安装可靠的保护设施，防止潜在热源转化为显热源。

（2）防止火灾扩大。

2. 教育措施

教育措施包括知识、技术和态度教育三个方面。

3. 管理措施

管理措施主要是制定各种规程、规范和标准且强制执行。

此外，为了防止地面火灾传入井下和井下火灾事故扩大，进风口和进风平硐口都要安装防火铁门。进风井筒和各水平的井底车场连接处要安设两道防火铁门。在炸药库和机电硐室出入口也要安设防火门，以便一旦发生火灾及时关闭。一旦井下发生火灾时为便于迅速扑灭，井下要设消防材料库，贮备灭火器材，并要定期检查和更换。井下设置消防供水系统，主要运输巷道要装有消防水管和水阀。矿井要有充足的消防水，以便在外因火灾的初期，立即用水扑灭。

第四节 井 下 灭 火

当井下发生火灾时，最先发觉火灾的人员要保持镇静，根据火灾的性质，采取一切可能的办法直接灭火，力争在火灾初期就把它扑灭。同时迅速向矿值班人员报告火情，并通知矿山救护队。

现在指挥人员必须立即按照有关灾害预防和处理预案的规定，侦察火情，并通知矿山救护队。

矿内灭火方法有直接灭火法、隔绝灭火法和联合灭火法。

一、直接灭火法

矿内火灾特别是外因火灾初起时，通常是局部的，燃烧也较缓慢。因此可根据火源的性质采用水、砂子、化学灭火器（泡沫灭火器、干粉灭火器等）、高倍数泡沫灭火装置以及挖除火源等方法直接扑灭火源。

二、隔绝灭火法

矿内火灾用直接灭火法不能扑灭时，应迅速在通往火区的所有巷道内建筑防火墙（密闭墙）进行封闭，使火源与外界空气隔绝，当火区内氧气耗尽，火灾即自行熄灭。

常见的防火墙由砖和料石砌筑，此外还可用水泥材料、泡沫塑料等快速密闭材料构筑。

三、联合灭火法

实践证明，单独使用防火墙封闭火区，熄灭火灾所需要的时间很长，造成一定时期煤炭回采的呆滞，影响生产。如果密闭质量不高，漏风较大，达不到灭火的目的。通常在火区封闭后，同时采取一些其他配套措施，加快熄灭火灾，提高灭火速度，这种方法称为联合灭火法。

常用的联合灭火法是向封闭的火区灌注泥浆、惰性气体（二氧化碳、炉烟、氮气等），以及采用调节风压法等。

调节风压法灭火实质是调节封闭火区进风侧和回风侧两端的风压差，使之接近于零，以减少向火区漏风，加速火灾的熄灭。

井下发生火灾或瓦斯、煤尘爆炸时，产生大量有害气体，严重污染井下风流，威胁井

下人员的安全。因此《煤矿安全规程》规定，每一个下井人员必须随身携带自救器，以备灾情初期、救护队尚未赶到之前，井下人员佩戴自救器可以进行自救或进入灾区进行短时间的抢救工作。



思考题

1. 何为矿井火灾？矿井火灾主要分哪两类？发生火灾的条件是什么？
2. 煤炭自燃的影响因素主要有哪些？自燃火灾如何预防？
3. 矿井外因火灾的预防措施主要有哪几种？
4. 矿内火灾的灭火方法主要有哪几种？

第十七章 矿井防水和排水

第一节 矿井水源和涌水通道

在矿井建设和生产过程中,地面水和地下水都可能通过各种通道涌入矿井,我们把所有涌入矿井的水,统称为矿井水。为了保证矿井建设和生产正常进行。必须采取有效措施防止水进入矿井,或将进入矿井的水排至地表。前者称为防水,后者称为排水。

当矿井涌水超过正常排水能力时,就可能造成水灾,给矿井建设和生产带来严重后果,甚至威胁井下人员的生命安全。因此矿井水防治必须坚持“以防为主,防排结合”的方针。

井下涌水的发生,必须具备矿井水源和涌水通道两个条件,因此一切防水措施都应以消除水源和杜绝涌水通道两方面着手。

一、矿井水源

矿井水源按其来源分为地面水和地下水两类。

1. 地面水

地面的江、河、湖、沟、渠、池塘里的积水或季节性的雨水和山洪都叫做地面水。地面水往往可通过井筒、塌陷裂缝、断层裂隙、溶洞和钻孔等直接进入井下造成水灾。

2. 地下水

地下水分为含水层水、断层水及老窑水等。

(1) 含水层水。把矿井下的砾石层、流砂层、石灰岩层等含水比较丰富的岩层称为含水层。若含水层与地面水相连通时,对矿井威胁更大。

(2) 断层水。由于断层附近的岩石通常较破碎,易于积水。同时由于断层容易将若干个含水层导通,形成较强的水力通道。因此把积存与断层附近或通过断层导通涌出的含水层水称为断层水。

(3) 老窑水。井下采空区和废旧井巷里常积有水,称为老窑水。老窑水一般都在生产区的上部,所以静水压力很大,来势凶猛,且常含有有害气体。因此采掘工作面接近这些地区,必须提高警惕、采取措施,以防发生井下透水事故。

一般来说,上述水源不是孤立存在的,往往是互相沟通,互相补给。因此必须把矿井各种水源之间的水力联系调查清楚,以便采取正确的防水措施。

二、涌水通道

水源进入矿井的可能通道有断层破碎带、采掘过程形成的裂缝、井巷、封闭不好或没有封孔的旧钻孔等。对某一具体矿井来说,上述因素不一定同时具有充水作用,而往往只

是其中个别因素或几个因素起着主导作用。所以，必须抓住主要因素加以分析，以便采取有效的措施，防止矿井水灾事故发生。

第二节 矿 井 防 水

1. 地面水的防治

(1) 防止井口灌水。所有矿井的井口标高，都应在本地区历年最高洪水位以上。如果因受地形限制，难以找到合适的井筒位置。则应修筑坚实的高台，以使井口标高高于历年最高洪水水位。

(2) 防止地面渗水。对井田范围内的河流、沟渠等，应将其疏干或改道，移到矿区之外。如不能将河流改道，则应修筑护河堤坝，加固河床，以防向井下漏水或汛期河水出潮对矿井的危害。

(3) 加强地面防水工程的检查。在雨季到来之前，应对整个地面防水工程进行检查，发现问题及时处理。

2. 井下水的防治

(1) 掌握矿井的水文地质资料。水文地质资料是制定防水措施的依据，因此必须掌握井田范围内井上、下水源及涌水通道等情况，并将有关资料标注在采掘工程平面图上，划定安全开采范围。

(2) 井下探水。当掘进巷道接近地下水源、被淹井巷或遇到可疑水源以及打开隔水煤柱放水时，都必须贯彻、执行好“有掘必探，先探后掘”的原则。

探水作业不仅直接关系到探水作业人员的安全，而且关系到探水区域甚至整个矿井的安全。因此探水作业必须严格执行《煤矿安全规程》中的有关规定。

(3) 井下放水。掌握和探明地下水源之后，应采取一定的措施将威胁矿井安全生产的水有计划地放出，并排出地面。

(4) 井下堵水。对于井下水源，若不能将其疏干，就需要留一定宽度的煤柱或岩柱隔水，对局部涌水通道进行充填，或在涌水巷道中设置水闸墙（水闸门）进行堵水。

3. 矿井透水事故的预兆

采掘工作面透水前，一般都有预兆，这些透水预兆是：

(1) 煤层发潮、发暗。煤层本来是干燥光亮的，由于水的渗入，就变得潮湿发暗了，如果挖去一层还是这样，就说明附近有积水。

(2) 巷道壁或煤壁“挂汗”。这是由于压力水渗过微小的裂缝和裂缝凝结于岩石或煤层表面造成的现象，看上去就好像煤壁或巷道壁出汗似的。

(3) 煤壁或巷道空气变冷。煤层含水时，能吸收大量的热，所以用手摸煤壁时感到发凉，巷道的空气温度也会较正常时低。

(4) 顶板压力及淋水增大，或底板鼓起并向外渗水。

(5) 出现压力水流（或叫压力水线）且水质浑浊，这是离水源已经很近的预兆。

(6) 有水声出现，一种是水受挤压发出的“嘶嘶”声，另一种是空洞泄水声，这些都是离水源很近的危险预兆。

(7) 有硫化氢、二氧化碳等气体逸出，工作面的有害气体增加。

(8) 煤壁或巷道壁“挂红”，酸味大，水味发涩，有臭鸡蛋味。这些都属于积水年久、水中溶解许多杂质的原因；积水中常含有铁离子，铁离子使水变成红色，酸性水发涩，含硫化氢的水有臭鸡蛋味。

以上仅仅是一般预兆。有时也会遇到特殊情况，如过断层时有的没有出现什么预兆，只是压力增加，以后支架破损，水即涌出。

当工作面发现涌水预兆或涌水大量增加时，说明已接近积水区，此时应停止作业，迅速报告矿调度室及时采取有效措施，防止透水事故的发生。

第三节 矿 井 排 水

一、排水方式

矿井排水通常是指将涌入矿井的水流集中起来并排至地面。矿井排水方式可分为自流式和扬升式两种。在地形许可的条件下，利用平硌自流排水是最经济、最可靠的方法。但它受地形条件限制，多数矿井没有这种条件，需要采用扬升式排水。

扬升式排水是借助于水泵将水排至地面，可分为固定式和移动式两种。井下水泵房一般采用固定式；在平巷掘进时，采用移动水泵，在巷道低洼处开掘水窝将水排除；在掘进竖井和斜井时，把水泵吊在专用钢丝绳上，随掘进工作面前进而移动。

二、排水设备和管路

目前，矿井所采用的排水设备，多为卧式电动离心式水泵。

单级离心式水泵的构造如图 17-1 所示，它包括外壳和叶轮（亦称动轮），下面装有吸水管，上面装有排水管。当扬程低时采用单级水泵；当扬程高时，采用多级水泵，即在一根轴上串联若干个叶轮，最多时可串联 11~12 个叶轮。

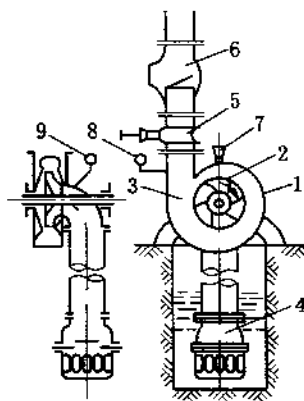


图 17-1 单级离心式水泵

1—机壳；2—叶轮；3—排水管；4—吸水管；5—闸阀；
6—逆止阀；7—灌水漏斗；8—压力计；9—真空计

排水管路一般采用焊接钢管或无缝钢管，当压力小于1MPa时可采用铸铁管。

水泵的排水能力及台数以及排水管路的敷设，均应符合《煤矿安全规程》有关规定。

水泵安设在井下中央水泵房，硐室布置的要求见本书第五章第四节，中央水泵及排水系统如图17-2所示。

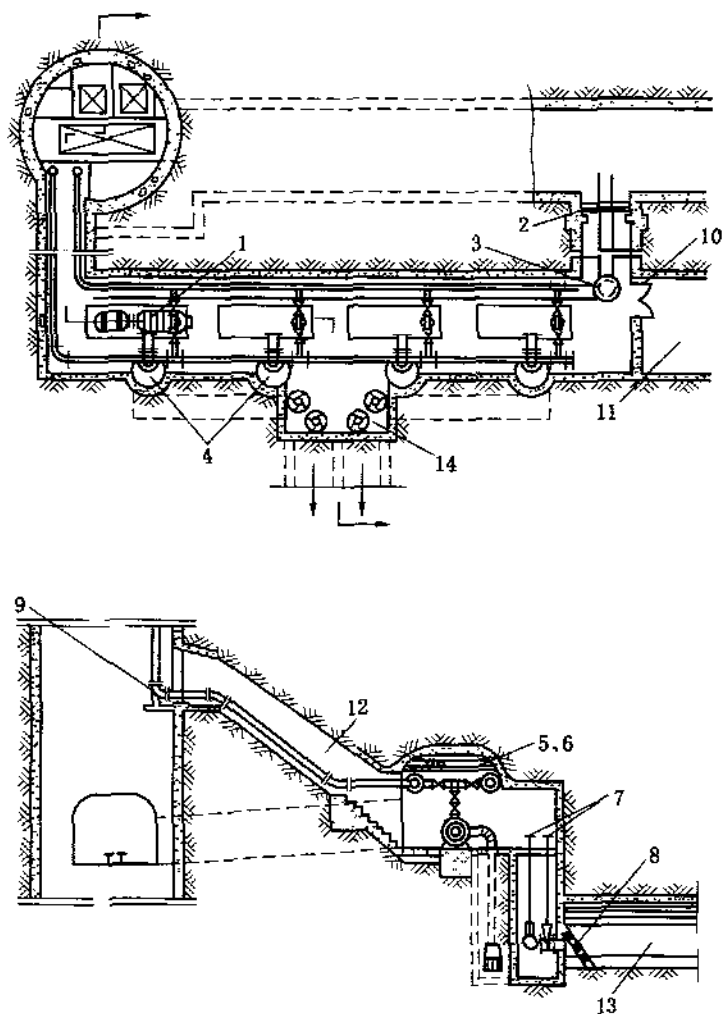


图17-2 中央水泵房布置

- 1 水泵；2—防水门；3—轨道转盘；4—吸水井；5—固定起重梁，6—手动葫芦；7—分水闸；8—吸水口格栅；
9—支承弯管；10—防火门；11—中央变电所；12—管子道；13—水仓；14—配水井

思考题

1. 井下涌水发生的条件是什么？
2. 矿井水源按其来源分为哪两类？

3. 造成矿井水灾的原因是什么？如何预防？
4. 矿井透水事故的预兆有哪些？防治矿井透水的措施主要有哪些？
5. 矿井排水方式可分为哪两种？

第十八章 矿井运输和提升

第一节 矿井运输、提升的任务及方式

矿井运输与提升是煤炭生产过程中必不可少的重要环节。煤炭从回采工作面采出之后,就开始了它的运输过程。通过各种相互衔接的运输方式将煤炭从工作面运至井底车场,再经提升设备或其他运输设备提升或运至地面。另外,人员和设备等也需要运送。矿井运输与提升的耗电量一般是矿井生产的总耗电量的50%~70%左右。因此合理地选用运输和提升设备,使之安全可靠、经济地运转,对保证矿井安全生产、降低煤炭的成本具有重要的意义。

运输和提升方式的选择,主要取决于煤层的埋藏特征、井田的开拓方式、采煤方法及运输工作量的大小。井下常用的运输方式有输送机运输和轨道运输。对于倾角较大(一般在 17° 以上)、运输距离较短的倾斜巷道和回采工作面,也可采用溜槽或溜井运输。矿井的主、副提升通常采用绞车提升,而在倾角小于 17° ,且运输量大的斜井也常采用输送机运输。

第二节 输送机运输

煤矿常用的输送机有刮板输送机和带式输送机两类。

刮板输送机是用刮板链牵引,在槽内运送散料的输送机。其特点是结构简单、牢固、装载和卸载高度低,但运行阻力大,易碾碎物料,噪音和能耗大。它适用于煤矿井下采掘工作面、采区平巷、上下山巷道运送煤炭或矸石,但沿倾斜向上运输时,倾角不得大于 35° ;沿倾斜向下运输时,倾角不得大于 25° 。在地面生产系统和选煤厂中也广泛使用。

带式输送机主要用于采区平巷、倾角小于 17° 的倾斜巷道、地面生产系统和选煤厂中的煤炭运输。在一些大型矿井的主要运输平巷和斜井中,也可采用带式输送机运输。

一、刮板输送机

刮板输送机按结构可分为刚性和可弯曲两种型式。刚性输送机多为早期出现的刮板输送机,输送能力小,结构简单、轻便。可弯曲刮板输送机多采用矿用圆环链牵引,主要用于移动场合,在煤矿井下采煤工作面中广泛使用,常配合大功率采煤机使用,是缓倾斜长壁采煤工作面主要的煤炭运输设备。按用途分类有工作面刮板输送机、拐角刮板输送机、桥式转载机和仓式刮板输送机。目前,刮板输送机的能力为 $30\sim 350\text{t/h}$,链条速度为 $0.6\sim 1.58\text{m/s}$,运距可达到 380m 。如普通机械化采煤工作面刮板输送机参数见表18-1。

表18-1 普通机械化采煤工作面刮板输送机参数

技术特征 机 型	输送能力/ ($t \cdot h^{-1}$)	中部槽尺寸 (长 $\times$ 宽 $\times$ 高) / (mm $\times$ mm $\times$ mm)	电机功率/ kW	出厂长度/m
SGD-630/150	290	1500 $\times$ 630 $\times$ 190	2 $\times$ 75	200
SGD-630/180	350	1500 $\times$ 630 $\times$ 220	2 $\times$ 90	150
技术特征 机 型	刮板链 链速 / ($m \cdot s^{-1}$)	刮 板 链		总数量/t
		规格/mm	破断拉力/kN	
SGD-630/150	0.858	$\phi 18 \times 64$	≥ 410	85.8
SGD-630/180	0.92	$\phi 26 \times 92$	850	88.7

可弯曲刮板输送机为其相邻中部槽在水平、垂直面内可有限度地折曲的刮板输送机。主要用于煤矿井下综采工作面。它除运送煤炭外，还可作为采煤机械的运行轨道、液压支架移动的支点、固定采煤机有链牵引的拉紧装置或无链牵引的齿轨（销轨或链轨）或固定刨煤机的驱动装置，并兼有清理工作面浮煤、放置电缆、水管、乳化液胶管等功能。一般适用于倾角小于 25° 的采煤工作面，当煤层倾角大于 10° 时，应采用锚固和防滑装置。可弯曲刮板输送机主要出机头部、机尾部、过渡槽、中部槽、刮板链以及辅助部件组成（图18-1）。

用于回采工作面的运输设备，应能满足如下要求：能沿运输设备全长的任何一点进行装载，货物运输必须是连续的，其宽度和高度必须尽可能小，结构简单而坚固，便于延伸、缩短、解体、转运、安装。由于采煤机械化，特别是采煤综合机械化的发展，运输设备在结构上必须能与回采工作面的采煤、支护等设备配合在一起，不但要担任运输工作，还要配合其他设备协同工作。刮板输送机能满足上述要求，故在国内外都被广泛应用于长壁回采工作面。

常用的刮板输送机的溜槽是用钢板制成的，所以钢材消耗量大，运行阻力大。由于运行阻力大，又引起耗电量、运输费用高。因此，在运输长度不变的平巷和上山运输中，也可使用铸石槽箱刮板输送机。它是用普通砖块砌成槽箱，利用辉绿岩、玄武岩粉，铸成槽箱衬板来代替输送机的溜槽，并取消回空段下槽，改用上托架回链，以克服常用的刮板输送机存在的缺点，取得了较好的经济效益。

二、带式输送机

带式输送机是煤矿生产中应用很广泛的一种运输设备。煤矿中常用的带式输送机主要有下列5种类型：

1. 刚性机架带式输送机

刚性机架带式输送机可分为固定式与解体式两种。固定式主要用于矿井地面工业场地范围内的主要煤炭运输，也用于角度合适的斜井中；解体移动式容易拆解、转运、安装，适用于工作地点常变动的采区巷道。它们的特点是托辊安装在固定的机架上，机架是落地的，而且固定在地基上。

2. 挂式带式输送机

挂式带式输送机适用于采区上下山及集中巷运输。它的主要特点是机身用两根纵向平

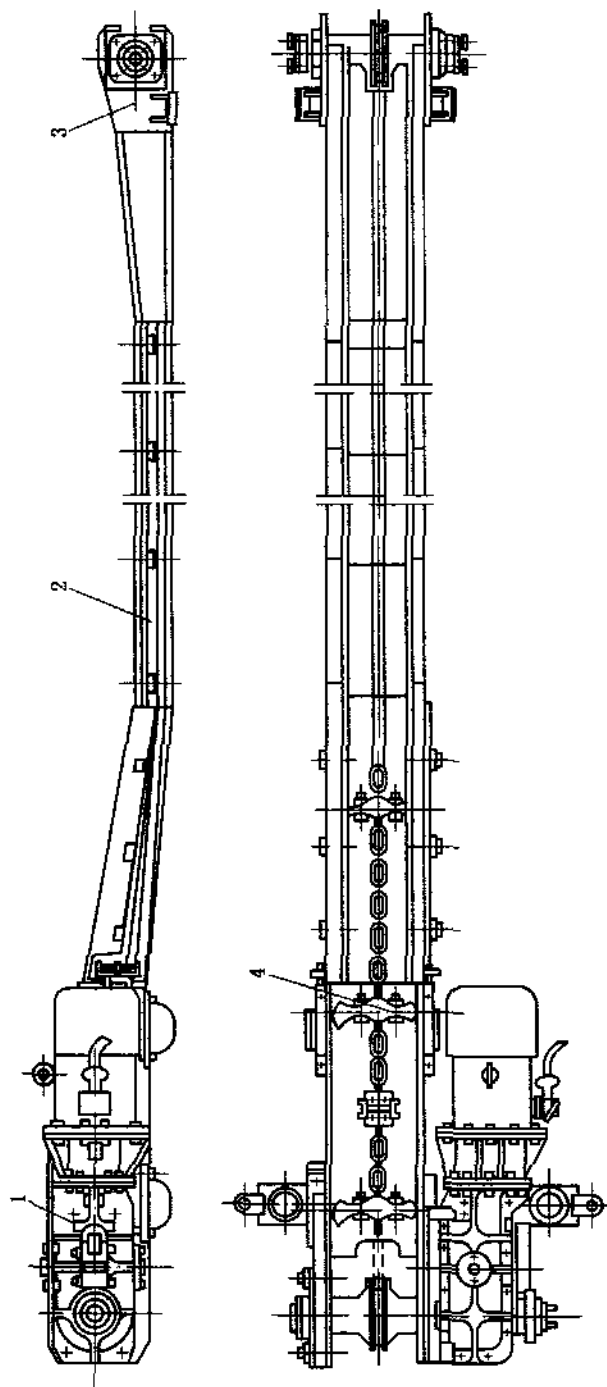


图 18-1 刮板输送机
1 机头部；2 机身部；3 机尾部；4 刮板链

行布置的钢丝绳为机架，吊挂在巷道支架上，机身高度可以调节。它比刚性机架带式输送机的拆装和调节都节省工时。

3. 可伸缩带式输送机

可伸缩带式输送机的特点是机身可以很方便地伸缩，比普通带式输送机多一个储带装置，可以随输送机缩短而储存50~100m一卷的输送带。当输送带储满时，利用收发输送带装置将输送带成卷取出。它是目前综合机械化采区的平巷配套设备，如图18-2所示。

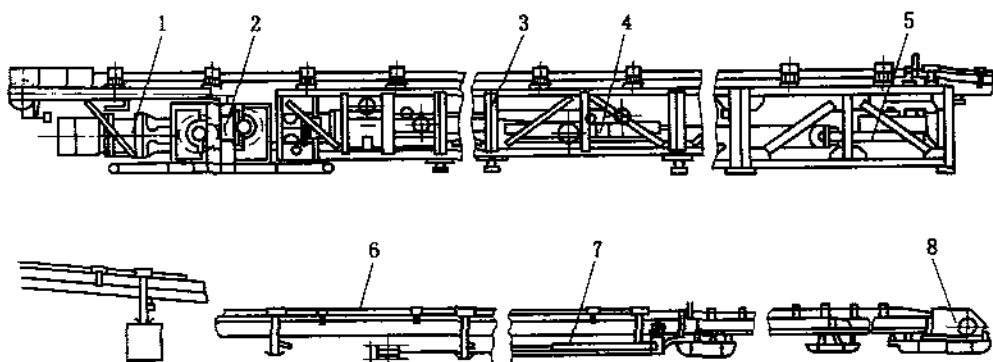


图18-2 可伸缩带式输送机

1—驱动装置；2—机头；3—贮带装置；4—游动小车；5—收紧绞车；
6—机身；7—移机尾装置；8—机尾

4. 钢丝绳芯带式输送机

钢丝绳芯带式输送机与前几种型式的带式输送机比较，不同之处在于用钢丝绳芯输送带代替普通输送带。由于输送带的强度大，因此铺设距离长，一台强力带式输送机可以代替几台普通型带式输送机，从而实现了长距离无转载运输，而且运输能力大，适用于井下主要运输平巷及斜井运输。

5. 钢丝绳带式输送机

钢丝绳带式输送机与前几种型式的输送机比较，由于它以钢丝绳作为牵引机构而输送带只起承载作用，不受牵引力。输送带是靠输送带上的耳槽搭在两条钢丝绳上，当钢丝绳运动时输送带靠耳槽与钢丝绳之间的摩擦力而被拖动，同钢丝绳一起运行。因而，它具有输送带寿命长、运输能力大（每小时可达2000t）、运行阻力小、运输距离长（可达十几公里）、耗电量小、运输成本低的优点。它不但能运输煤炭等散集货载，而且也能载人。它适用于斜井提升及长距离的地面运输和井下主要平巷运输，为实现运输自动化创造了条件。

6. 大倾角带式输送机

在倾角为 16° ~ 25° 范围内使用的带式输送机，在结构上采取了以下措施：①输送带的装载断面为深槽形；②物料装载到输送带上的瞬间，两者间的相对速度接近于零；③输送带的启动加速度和制动减速度是可控的；④设置有防止物料自溜、滚落的安全设施。其他形式的大倾角带式输送机还有压带式、斗式、花纹、裙边挡板式和刮板-带式等多种形式。

7. 管状带式输送机

物料在输送过程中完全处于封闭状态的带式输送机,其输送带在受料时展开,输送时卷成管状,管截面有圆形和矩形等形状,可实现倾角 35° 和水平弯曲的输送。

第三节 轨道运输

轨道运输是煤矿中使用很广泛的一种运输方式。轨道运输的基本设备是轨道、矿车和牵引设备。运输时用牵引设备牵引矿车在轨道上往返运输煤炭、矸石、材料、设备及人员。按照牵引动力不同,轨道运输分为人力运输和机械运输。人力运输主要用于一些小煤矿及运输量很小的临时巷道。机械运输又可分为钢丝绳运输和机车运输两类。

一、轨道

井下巷道中铺设的轨道通常是窄轨,它除了轨距窄、钢轨轻外,与地面标准轨(轨距1435mm)没有什么区别。轨道的结构如图18-3所示。

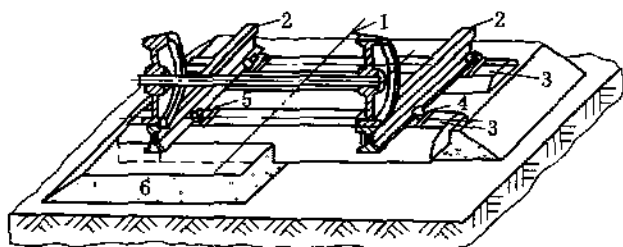


图18-3 轨道

1—轨道中心线; 2—钢轨; 3—轨枕; 4—垫板; 5—道钉; 6—道碴

两条钢轨轨头内侧的距离叫轨距。根据车辆运行速度、流量及载重量选用不同重量的钢轨和不同尺寸的轨距。我国小型矿井的主要运输巷道用600mm轨距和11~18kg/m的钢轨,大中型矿井的主要运输巷道常用900mm轨距和18~24kg/m的钢轨。

根据运输量的大小和调车的需要,巷道内可铺设单轨或双轨线路。

在双轨线路中,两股轨道中心线之间的距离叫做轨心距。

在一般条件下,机车运行的轨道应有3~5°的坡度,使重车下坡运行,以减少重车运行时消耗的功率,并有利于排除井下流水。

轨道的错车处以及交叉和分支的地方需要设置道岔。常用的道岔有单开道岔(DK)、对称道岔(DC)、渡线道岔(DX)三类,各类道岔的形式如图18-4所示。根据轨距、轨型和允许的最小曲率半径选择道岔型号。

任何线路系统都是由直线和连接直线的连接部分组成,连接部分是曲线或曲线与道岔的组合。矿井轨道线路中采用的曲线都是圆曲线,其曲率半径的确定与车辆运行速度和车辆轴距有关,井下常用的曲率半径有6m、9m、12m、15m、20m、25m等几种。

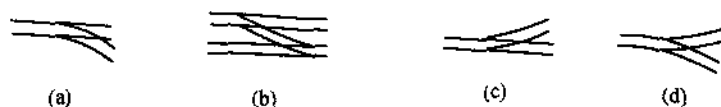


图18-4 道岔形式

a—右开道岔; b—渡线道岔; c—左开道岔; d—对称道岔

二、矿车

轨道运输的矿车由车箱、车架、车轮、车轴和连接器组成。按照卸载方式不同,分为固定车箱式矿车、V形(或U形)翻斗车、前倾式矿车和底卸式矿车,各类矿车如图18-5所示。

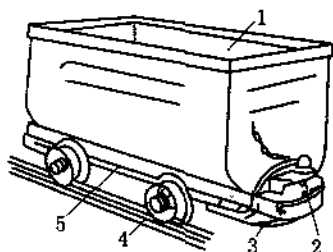


图18-5 固定车箱式矿车

1—车箱 2—连接器; 3—缓冲器;

4—绝对; 5—车架

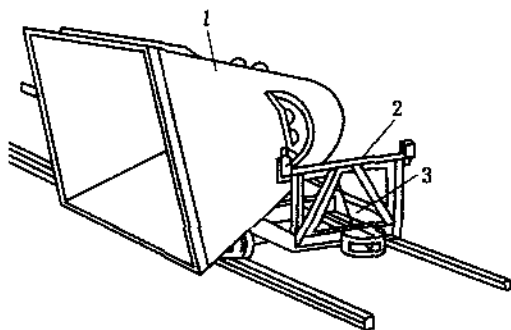


图18-6 翻斗式矿车

1—车箱, 2—翻斗轴; 3—车架

(1) 固定车箱式矿车, 坚固耐用, 自重轻, 载重量为 1.1m^3 、 1.7m^3 、 3.3m^3 三种, 是井下应用最广泛的一种矿车。它的缺点是卸载要通过翻车机进行。因此只能在固定地点卸载。

(2) V形(或U形)翻斗车卸载方便, 可在卸载线上任一地点卸载。缺点是行驶不够稳定, 载重量小, 容积为 $0.6\sim 1.7\text{m}^3$, 如图18-6所示。

(3) 前倾式矿车容积一般都很小, 载重为 1t 左右, 主要用于小型矿井人力运输。

(4) 底(侧)卸式矿车车底一端是活动的, 在卸载处, 车底一端的滑轮经过一段下凹的曲轨使车底自动打开卸载。出卸载曲轨后, 车底恢复原位。这种矿车卸载方便, 清扫车箱容易, 容积有 3.3m^3 和 5.5m^3 两种(图18-7和图18-8)。

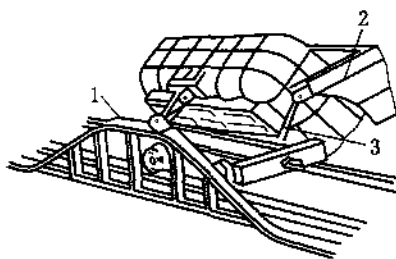


图18-7 侧卸式矿车

1—卸载曲轨; 2—侧门; 3—拉手

除了运载煤炭和矸石的矿车外, 还有专门运送材料和设备的材料车、平板车以及专为运送人员的人车。

三、钢丝绳运输

钢丝绳运输是利用绞车通过钢丝绳牵引矿车在水平或倾斜的轨道上运行。一次牵引的矿车数可以是单个的, 也可以是几个矿车编成一组(串车)。

钢丝绳运输有周期动作式和连续动作式两类。周期动作式也称为无极绳运输, 即钢丝绳的一端固定在绞车上, 另一端利用绳钩挂在矿车上, 依靠滚筒转动时缠绕或放松钢丝绳

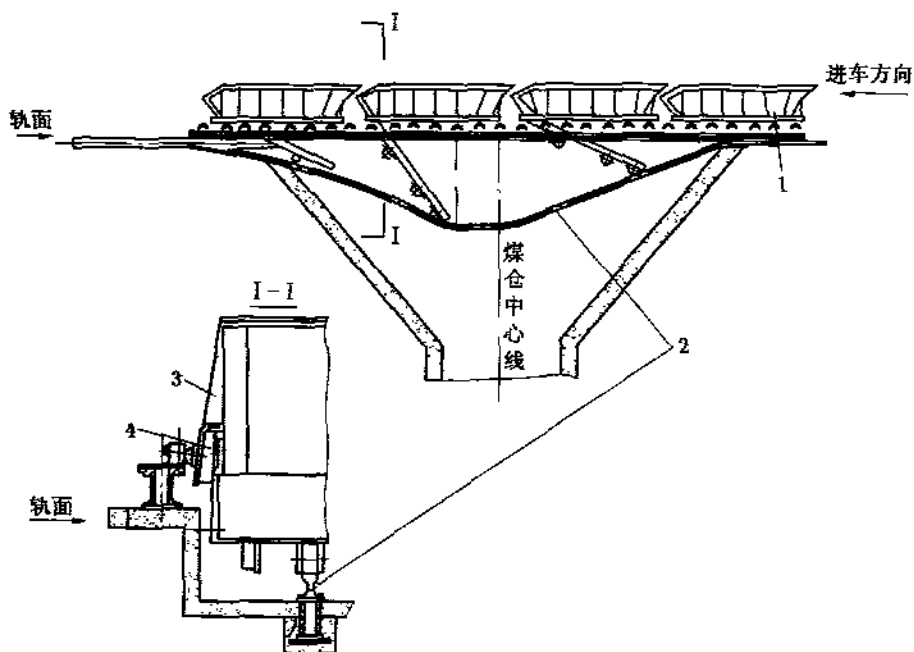


图18-8 底卸式矿车与卸载坑

1—底卸式矿车；2—卸载曲轨；3—托吊组；4—翼板

带动矿车在轨道上运行。常用的有极绳运输有单绳（钩）运输和双绳（钩）运输。单绳运输如图18-9a所示。由一台滚筒绞车向上牵引矿车，而靠矿车自重下放。双绳运输如图18-9b所示，由一台双滚筒绞车牵引两个车组在两股道上相对行驶。两种方式都需要巷道有 5° 以上的坡度，以便矿车借自重下滑。

双绳运输比单绳运输不仅生产率大，而且由于两端都有矿车能起平衡作用，所以电动机功率消耗少，只是轨道线路比单绳运输复杂，而且多水平运输时调度较困难。

连续动作式也称为无极绳运输，如图18-10所示。这种运输方式是钢丝绳绕过无极绳

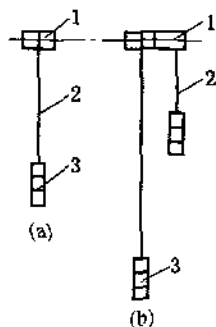


图18-9 有限绳运输

a—单绳运输；b—双绳运输

1—绞车；2—钢丝绳；3—矿车

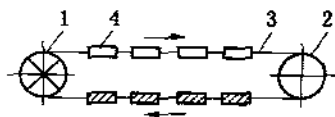


图18-10 无极绳运输

1—主动轮；2—尾轮；

3—钢丝绳；4—矿车

绞车的主动轮和尾轮后，绳头连接在一起，电动机带动主动轮转动，通过摩擦力传递使钢丝绳绕主动轮和尾轮不停地运转。空车和重车在固定位置利用挂车装置分别挂在往返的两条钢丝绳上，即可进行运输。无极绳运输多用于水平巷道或坡度不大的倾斜巷道中。

四、电机车运输

电机车运输在煤矿中应用很广。矿井地面、平硐和井下主要平巷多数采用电机车运输。在一些矿井的采区巷道，条件合适时也可采用小型电机车运输。

我国目前采用的电机车均为直流电机车。根据供电方式不同，可分为架线式电机车和蓄电池式电机车。架线式电机车如图18—11、图18—12和图18—13所示，由架在巷道中的裸导线和轨道作为供电回路。电机车可以在所到地点随时取得电能。蓄电池式电机车则由自身所携带的蓄电池组来供电，不需在整个线路上都设置供电装置。当蓄电池组的电能不足时，换上新充好电的蓄电池组，将用过的蓄电池组在井下充电站重新充电。

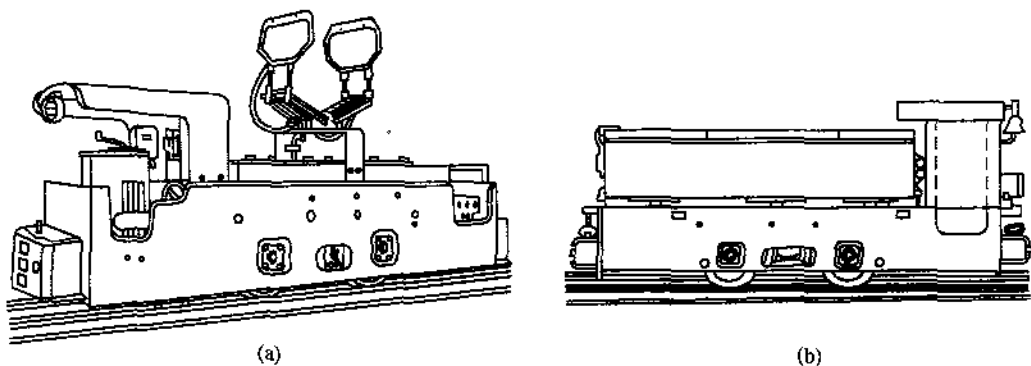


图18—11 矿用窄轨直流电机车外形图
a—ZK型架线式电机车 b—XK型蓄电池式电机车

电机车的牵引力取决于电机车的自重，井下常用的架线式电机车有7t、10t、14t三种，蓄电池电机车有8t、12t两种。

架线式电机车与蓄电池式电机车比较，具有运输能力大、运输成本低、工作人员少、工作组织简单、故障少等一系列优点。但是架线式电机车在集电器和架空线之间，由于机车运行不稳定而接触不良和机械冲击等原因，易产生火花。在有瓦斯和煤尘爆炸危险的矿井中，有可能因这种火花而引起瓦斯、煤尘爆炸。所以架线式电机车一般用于低瓦斯矿井中的主要运输巷道且巷道必须使用不燃性材料支护，而高瓦斯矿井则采用蓄电池式电机车。2005年新版《煤矿安全规程》对此有严格的规定具体可参见《规程》第347条。

五、矿井轨道运输的辅助设备

矿井轨道运输中，除电机车、矿车、绞车等主要设备外，还有翻车机、推车机、阻车器和爬车器等辅助机械设备。这些设备常用于装车站、井底车场及采区车场等处。在地面轨道运输中，也常用这些设备。

1. 翻车机

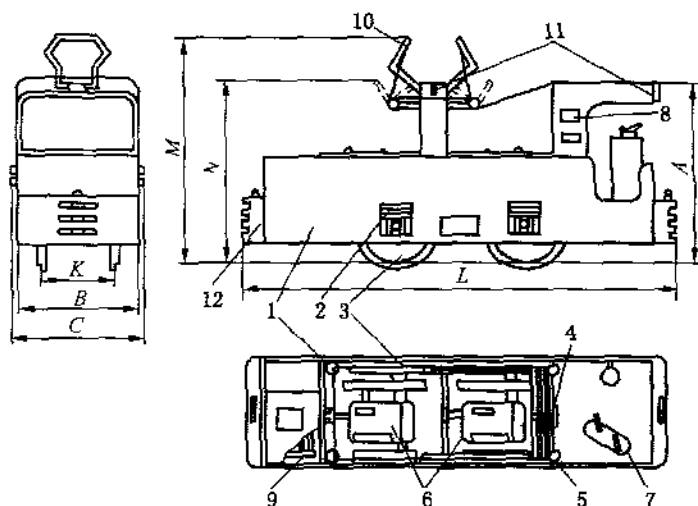


图18-12 矿用架线式电机车构造示意图

1—车架；2—轴承箱；3—车轮；4—制动系统；5—砂箱；6—牵引电动机；7—控制器；
8—自动开关；9—启动电阻；10—集电弓；11—车灯；12—连接缓冲装置

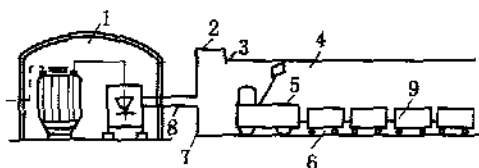


图18-13 矿用架线式电机车的运输供电系统示意图

1—牵引变电所；2—馈电柜；3—馈电点；
4—架空裸导线；5—电机车；6—运输轨道；
7—回电点；8—回电线；9—矿车

翻车机是固定车箱式矿车的卸载设备。当巷道中用固定车箱式矿车运输，而井筒中采用箕斗或输送机时，井底车场矿车卸载处必须设置翻车机。当井筒用罐笼提升时，在地面卸载处也要设置翻车机。

矿车卸载时，将矿车推入翻车机，翻车机旋转一周即将货载卸至下部煤仓，然后用重车将空车顶出继续对新入的重车翻转卸载。如果矿车使用旋轴联结器，则列车不必解体，这时可用调度绞车或推车机将矿车连续推入翻车机进行卸载。目前常用的翻车机有一次翻一车和一次

翻两车两种。

2. 推车机和阻车器

在水平轨道上可用推车机将矿车推入翻车机或罐笼。推车机可用电力或压气作为动力。

阻车器是在坡度较大的轨道上阻止矿车自动滑行的设备，阻车器有单式阻车器和复式阻车器两种，前者有一对阻车爪，后者有两对阻车爪，两对阻车爪之间间隔一定距离。复式阻车器又叫限车阻车器，它能限制开启一次阻车器时通过的矿车数量。

3. 爬车机

爬车机是用来在短距离内将矿车沿轨道送到较高轨面上去的设备。它能单个连续地运送矿车。在矿车自溜运输线路上，可以用它来使矿车补偿因自溜运行而失去的高度。

第四节 矿 井 提 升

一、矿井提升系统及提升设备的组成

(一) 普通罐笼提升系统

图18-14所示为普通罐笼提升系统示意图,这种提升系统由提升机(绞车)、钢丝绳、提升容器(罐笼)、井架、天轮、罐道及辅助设备组成。

1. 矿井提升机与提升钢丝绳

矿井提升机是矿井提升设备的传动机械。它把电动机发出的机械能通过提升钢丝绳传递给提升容器而实现容器的升降运动,以达到提升货载的目的。矿井提升机有单绳缠绕式和多绳摩擦式两类,是矿井提升设备最重要的组成部分。

2. 罐笼

罐笼有普通罐笼和翻转罐笼2种,后者因有许多缺点,煤矿上应用甚少。普通罐笼如图18-15所示,用于立井内升降人员、提升或下放物料。根据罐笼层数不同,又分为单层、双层两类,每层又可分为单车和双车。在罐笼内设有供矿车停放的轨道和阻止矿车在提升过程中跑出罐笼的阻车器和车挡。为了避免万一钢丝绳断裂造成坠罐事故、危及人员的安全,罐笼上装设有可靠的断绳保险器,一旦钢丝绳拉断,断绳保险器将立即把罐笼卡在罐道上或特制的制动钢丝绳上。

3. 罐道

罐道由横截面为矩形的方木、钢轨或钢丝绳沿井筒敷设而成,其作用是使罐笼在井筒中沿一定的轨道运动,避免和减少罐笼在井筒中摆动而发生事故。在罐笼上有罐耳,罐耳沿罐道滑行。

4. 罐座与摇台

罐座与摇台的作用是当罐笼在井口或井底出车位置时,将罐笼内部的轨道与车场中的轨道联系起来,便于矿车进出罐笼。其中,罐座用以支撑罐笼,使罐笼内外的轨道衔接起来。摇台是当罐笼到达车场位置时,用一段活动轨道搭在罐笼上,以便矿车进出罐笼。

5. 天轮与井架

提升机位置在井筒附近,为了完成提升工作,必须设置支撑钢丝绳的设备——井架和在井架上安设的天轮。井架直接建筑在井口,可以采用金属或钢筋混凝土结构。根据卸载高度及其他设备要求,副井井架高度一般为20~40m左右;主井箕斗提升时,由于卸载要求,井架一般更高一些。

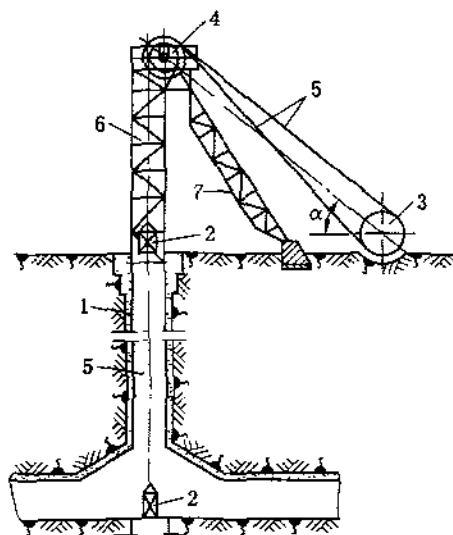


图18-14 普通罐笼提升系统示意图

1—井筒；2—罐笼；3—提升机；4—天轮
5—钢丝绳；6—井架；7—井架斜撑

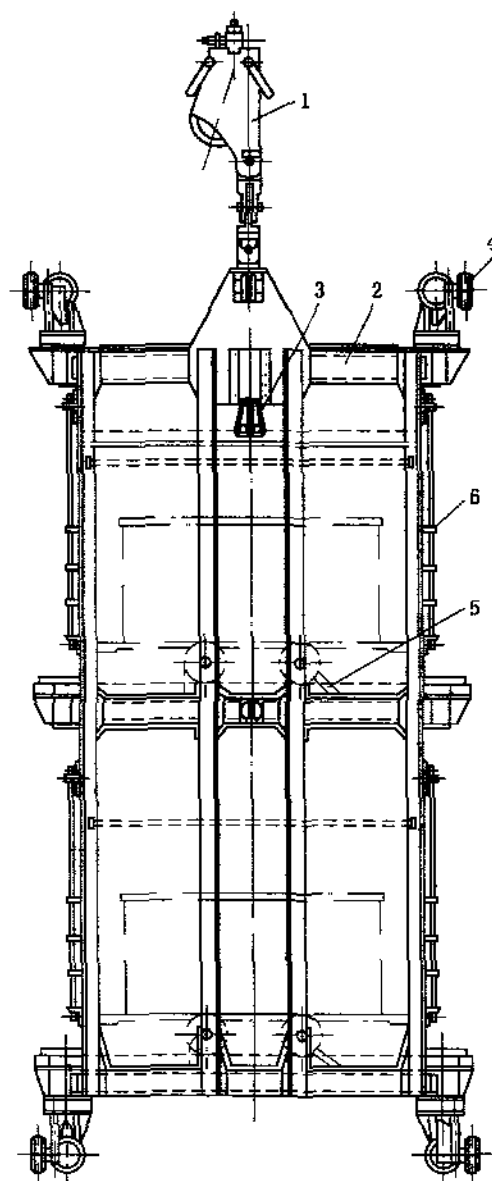


图18-15 单绳罐笼

1—悬挂装置；2—防坠器；3—罐体；4—导向装置；5—罐门；6—罐内阻车器

天轮是起钢丝绳导向和支承作用的。

(二) 立井箕斗提升系统

图18-16 所示为立井箕斗提升系统图。

立井箕斗提升系统与普通罐笼提升系统的不同之处主要在于提升容器及辅助设备，箕斗是用以直接装载煤炭的提升容器，煤矿常用的立井箕斗是底卸式的，如图18-17 所示。底卸式箕斗在井底装载硐室装载，利用控制设备使煤炭自动计量流入箕斗上口，在井口卸载

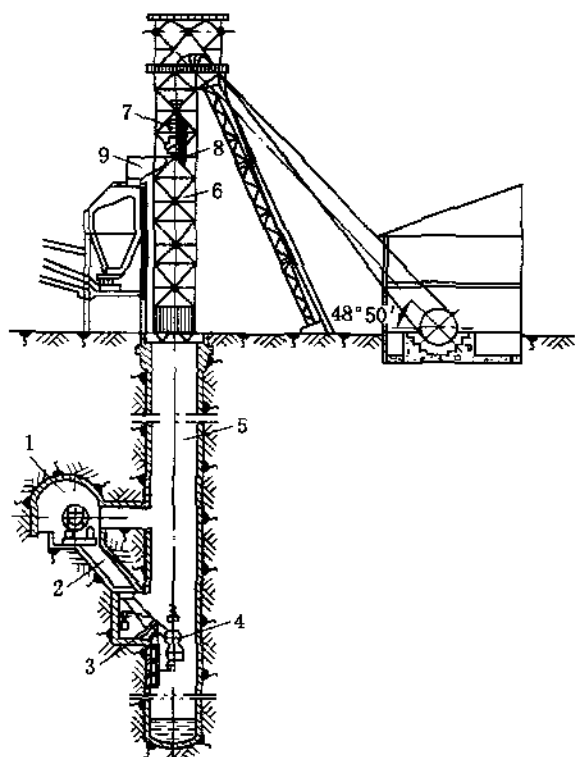


图18-16 立井箕斗提升系统示意图

1—卸箕硐室；2—井底煤仓；3—装载闸门；4、7 箕斗；
5—钢丝绳；6—井架；8—卸载机构；9—地面煤仓

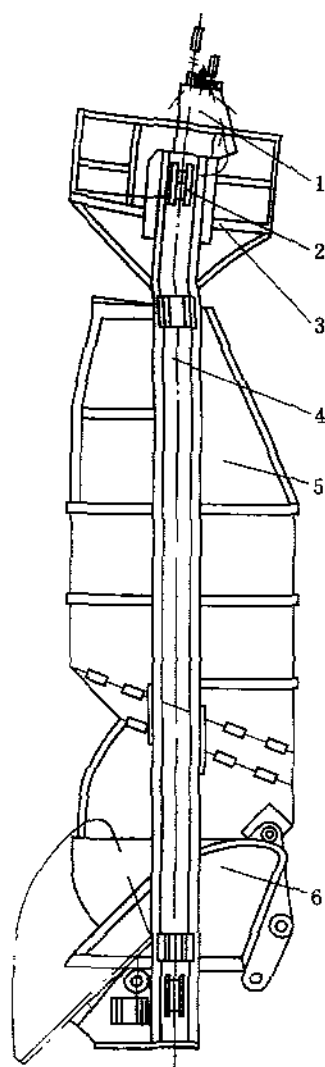


图18-17 立井单绳箕斗

1 悬吊装置；2—导向装置；3—顶棚；
4 框架；5—斗箱；6—闸门

处，通过设在井架上的卸载曲轨的作用，将底部闸门打开，煤炭从闸门中溜出，卸在井口的地面煤仓中。

箕斗提升具有提升能力大、容器自重小、效率高、需要井筒断面小、所需矿车数量少、容易实现提升自动化等优点。所以大、中型矿井的主井多采用箕斗提升。其缺点是提升数种牌号的煤时有困难，且煤的粉碎率高，煤尘多，容器只能装煤而不能载人、材料和设备。采用箕斗作为主井提升设备时，必须另设一套罐笼提升设备，以备升、降人员、材料、设备和提升矸石等。

二、提升钢丝绳

矿井提升钢丝绳用于直接连接提升容器和提升机，进行传递动力为完成提升任务的重要部件。它关系到矿井的正常生产和人身安全，故提升钢丝绳在矿井生产中受到极大重视。

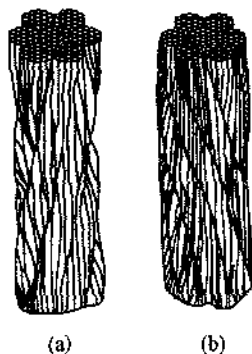


图 18-18 钢丝绳

a—右捻、逆捻钢丝绳；

b—左捻、逆捻钢丝绳

钢丝绳一般是由若干钢丝捻成绳股，再由若干绳股中间加一绳芯捻制而成。绳芯是由苧麻、线麻等具有较大抗拉强度的有机质纤维捻成，其作用是储存绳油，以便减少钢丝绳工作时内部钢丝的磨损并防止钢丝生锈。此外，绳芯可以增加钢丝绳的柔软性，并起衬垫作用，以减少绳股变形。

常用钢丝绳有圆股、三角股或椭圆股，如图 18-18、图 18-19 所示。单绳缠绕式提升机一般采用圆股，摩擦轮提升可用三角股或椭圆股。

三、矿井提升机

(一) 单绳缠绕式矿井提升机

单绳缠绕式矿井提升机在我国目前矿井提升运输中仍占很大比例。

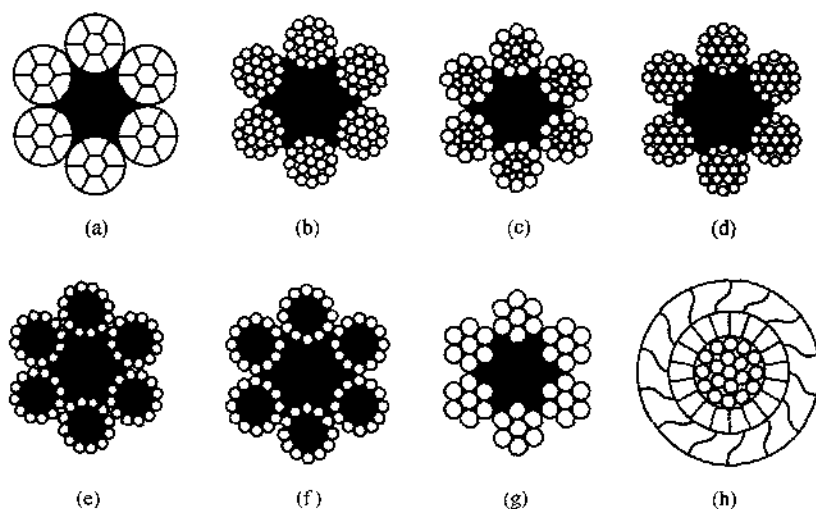


图 18-19 部分提升钢丝绳断面

单绳缠绕式矿井提升机有单滚筒提升机和双滚筒提升机两类。单滚筒提升机一般用于单钩提升。3 双滚筒提升机是两根钢丝绳以不同的方向分别缠绕在提升机的两个滚筒上，绳的另一端均挂有提升容器。图 18-20 所示为 JK 型双滚筒提升机布置的示意图。

(二) 多绳摩擦式提升机

多绳摩擦式提升机是把钢丝绳搭在滚筒上（如图 18-21 所示），电动机带动滚筒旋转时，利用钢丝绳和固定在滚筒上的摩擦衬块之间的摩擦力进行传动，实现升降提升容器。它目前主要适用于立井提升。因为钢丝绳不是缠绕在滚筒上，提升高度不受滚筒直径和宽度

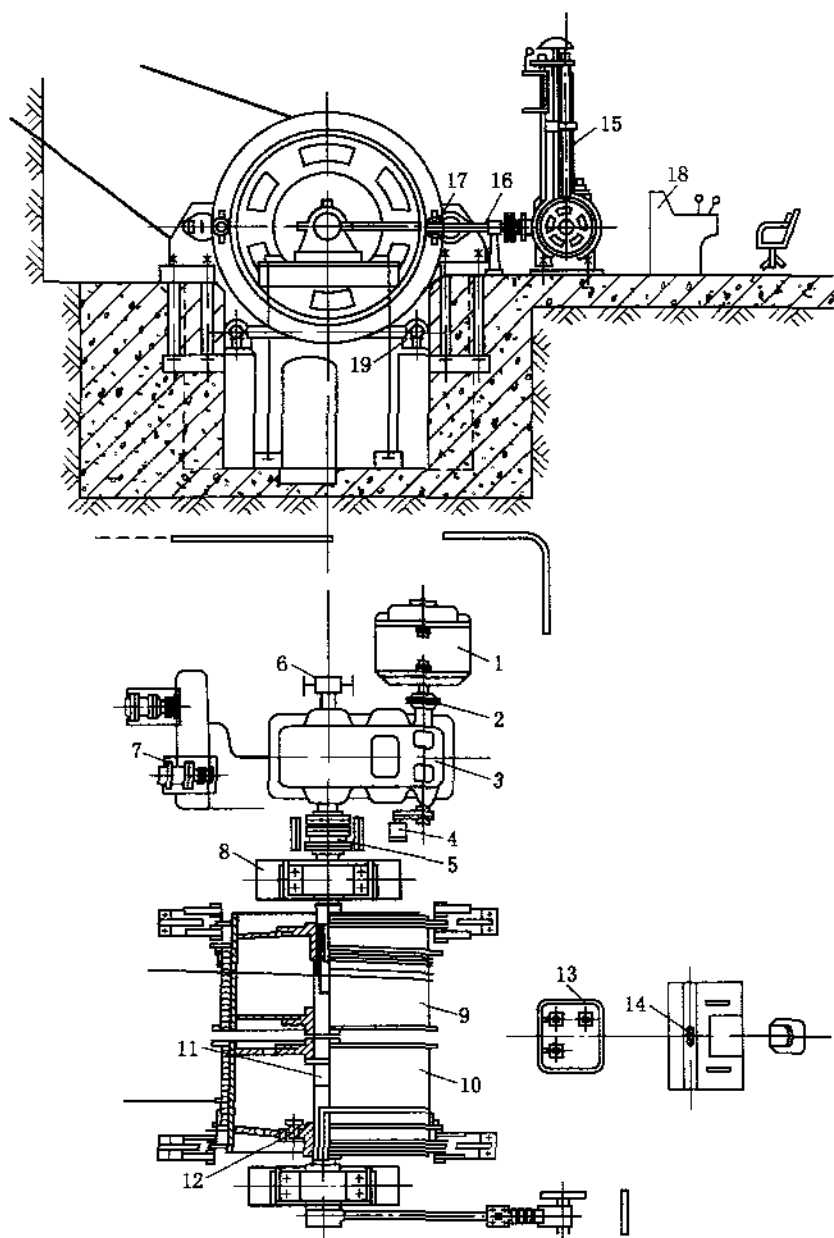


图 18-20 JK 型双滚筒矿井提升机总图

1—电动机；2—弹簧联轴器；3—减速器；4—测速发电机装置；5—齿轮联轴装置；6—圆盘深度指示器传动装置；7—润滑油站；8—主轴承；9—死滚筒；10—活滚筒；11—主轴；12—调绳离合器；13—液压泵站；14—圆盘深度指示器；15—牌坊式深度指示器；16—牌坊式深度指示器传动装置；17—盘形制动器；18—操纵台；19—锁紧器

的限制，所以适用于深井提升。由于它的绳数较多（一般为4根，也有2根或6根），可以大大减少每根钢丝绳的直径，使滚筒的直径减少，设备重量减轻。在深井中采用多绳摩擦式提升机比采用单绳缠绕式提升机可以节约建井投资、减少占地面积、减轻设备重量，是一种很有发展前途的提升设备。

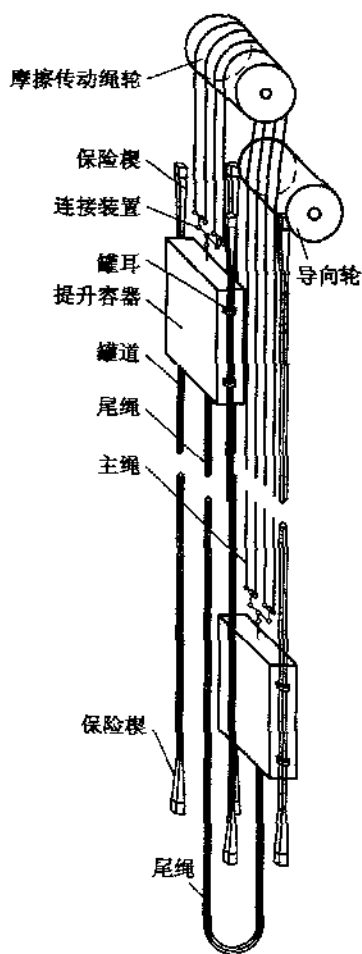


图 18-21 多绳摩擦提升工作原理图



思考题

1. 试述带式输送机的类型和特点。
2. 煤矿井下常用的轨道型号有哪几种？
3. 简述煤矿井下常用的道岔类型及其特点。
4. 说明煤矿常用矿车的种类和适用条件。
5. 分析说明底卸式矿车的工作原理和卸载过程。
6. 何为单钩和双钩提升？各有什么特点？
7. 架线式电机车的使用条件是什么？
8. 简述矿井提升机的种类和特点。
9. 罐座和摇台的位置分别在哪里？各有什么作用？

第十九章 矿井地面生产系统及工业场地

第一节 概 述

原煤从井下提升到地面以后,一般都要经过装卸、运输、加工、储存的过程,然后装车外运。与此同时,从井下运到地面的矸石及洗选厂选出的矸石,需要经专门的线路送到矸石场。从坑木场和修配厂经过加工的坑木及器材也要及时运到井口,供井下生产使用。为此,就需要在矿井地面安装各种装卸、运输、加工、储存的设备,建立相应的生产性建筑物、构筑物,修筑公路、铁路及敷设各种工程管线(如供热、给排水系统等)。所有这些设备、建筑物和构筑物及各种管线组成的总体称矿井地面生产系统,它们所占用的场地称地面工业场地。

矿井地面生产系统涉及的内容非常广泛,通常包括地面提升系统、运输系统、排矸系统、选煤系统和管道线路系统。此外,还有变电所、压风机房、通风机房、锅炉房、材料仓库、机修厂、坑木加工场及行政福利设施等专用建筑。对于水采矿井,地面还需要设置高压泵房、脱水楼和煤泥沉淀池等。正确地确定地面生产系统的布置方式以及合理地选择其加工及储存设备,对于降低矿井的建设投资和经营费用,提高劳动生产率具有重要意义。

确定地面生产系统和布置地面工业场地的影响因素很多,其中主要有以下几个方面:

(1) 矿井的开采方法及提升方式。不同的井筒型式、开拓方式和采煤方法,都有它相应的生产系统,因而地面建筑物、构筑物的布置和相对位置也有所不同。

(2) 煤的性质及用户对煤质的要求。不同的工业用户对煤炭使用有不同的质量标准,必须根据煤的性质、使用对象,考虑地面生产系统的配置。

(3) 矿井的井型及服务年限。矿井井型及服务年限,决定着有关建筑物和构筑物的规模与技术质量标准,从而也影响着地面工业场地的面积和布局。

(4) 工业场地的工程、水文地质条件及地形、气候条件。矿区的工程地质、水文地质、地形及气候条件对矿井的工业场地平面布置影响很大。例如矿区的常年风向决定着各建筑物、构筑物的朝向和相互位置,土壤的承载能力及地下水位的高低则与建筑物的基础和管线铺设深度有密切关系。

(5) 矿井的发展远景及与邻近企业的关系。如果矿井的规模很大,需要采取分期建设时,则工业场地应留有发展的余地,若矿井附近有其他企业存在,则应考虑某些设施共用的可能性。

第二节 矿井地面生产系统的类型

按照煤的性质、用途、加工方式,地面生产系统可以分为4种类型。

(1) 无加工设备的地面生产系统。这种生产系统适用于原煤不需要进行加工或拟送往

中央选煤厂去加工的煤矿。原煤提升到地面以后，经由煤仓或储煤场直接装车外运。

(2) 设有选矸设备的地面生产系统。这种生产系统适用于对原煤只要选去大块矸石的煤矿，或者生产焦煤的煤矿中，由于大块矸石较多，而洗选厂又离矿较远，为了避免大块矸石运输和减轻洗选厂的负担，在矿井地面设置选矸设备。

(3) 设有筛分厂的地面生产系统。这种生产系统适用于生产动力煤和民用煤的煤矿。原煤提升到地面以后，需要按照用户对煤质与粒度的要求进行选矸和筛分，不同粒度的煤分别装车外运。

(4) 设有选煤厂的地面生产系统。这种生产系统适用于产量较大、对煤质要求较高的煤矿。

矿井开采出来的煤，除包含有用的可燃物（炭）外还含有一些有害的杂质，如灰分、水分、硫分、磷分等。如果煤中的有害成分过多，不仅增加了煤的无效运输，而且降低了煤的使用价值，甚至使某些企业无法使用。因而必须将原煤进行机械或化学加工，除去其中的杂质并加工成一定质量规格的产品，所以要设置洗选厂。选煤厂的位置一般离井口不远，在选煤厂内，有手选、筛分和选煤3个主要部分，原煤经过洗选后，按粒度分级装入煤仓等待外运。为了节省各矿单独建设洗选厂的费用，一个大型煤矿的选煤厂可以同时为矿区内几个煤矿服务。

第三节 矿井地面工业场地

一、选择矿井地面工业场地的基本要求

工业场地是围绕井口布置的，在工业场地内除了生产和管理需用的各种建筑物和构筑物外，一般还可能有运输线和铁路与国家运输干线连接，其面积可达数万平方米。在选择工业场地场址时，除了考虑井筒位置外还应符合以下基本要求：

(1) 场地内应有一定的平整地面，以利于布置各种地面生产系统和所有建筑物、构筑物。要充分利用地形以缩短和简化物料的运输，并使场内的土石方工程量最少。

(2) 工业场地的位置应便于和标准轨铁路、公路衔接，并使专用的铁路、公路土石方和桥涵工程量最小。

(3) 场址不应选择在受洪水威胁和有内涝的地点。在平原地区，还应考虑场内雨水、污水排出的可能性。

(4) 工程地质条件较好，地下水位较低，同时，应避开滑坡、溶洞、流砂，采空区等不良影响。

(5) 选择场址时应考虑供电、给水方便。

(6) 场址附近便于排矸及综合利用。

(7) 与已建成的矿井或其他企业及居住区毗邻时，应考虑充分利用已有设施的可能性。

二、地面工业场地的平面布置

地面工业场地的场址选定后，将需要布置在工业场地范围内的各建筑物、构筑物。根据地面生产系统的特点，合理的布置在工业场地的地形图上，以便按照设计位置进行施工，

这项工作叫做地面工业场地的总平面布置。

在场地平面图上确定建筑物、构筑物的位置时，应首先确定几个建筑中心，使各建筑物、构筑物围绕这几个中心布置。而中心是根据矿井地面生产系统中起决定作用的主要厂房、车间及运输干线来考虑的，通常以主井、副井及铁路装车站为布置中心，它们之间的相互位置确定后，场地区域的划分，各建筑物、构筑物的位置也就随之确定了。

矿井工业场地建筑物与构筑物主要有以下几类：

(1) 为主井服务的建筑物、构筑物，如主井井架、主井绞车房、井口房、选矸楼及主井通往铁路装车煤仓的带式输送机走廊。

(2) 为副井服务的建筑物、构筑物，如副井井架、副井绞车房、井口房及通往机修厂、材料库、坑木场、矸石场的窄轨铁路。

(3) 为煤炭储存外运服务的铁路装车站、铁路煤仓、落地煤场、调度绞车房、轨道衡及计量房等。

(4) 对原煤进行技术加工的筛分楼、选煤厂。

(5) 动力系统，一般包括动力网和热力网。动力网包括地面变电所、压风机房及其冷却设备。热力网主要有锅炉房、空气加热室、浴室等。

(6) 通风机房。采用中央并列式通风的矿井，一般在井口旁建筑通风机房、风硐及反风装置。

(7) 材料库。主要是器仓库、消防材料库、燃料库、油脂库、坑木场等。

(8) 矸石场。矿井矸石应考虑综合利用，剩余矸石应设立排矸场，排矸场应远离井口，并设在矿井常年风向的下风侧，尽量减少对环境的影响。

(9) 修理厂。一般包括机修厂、坑木加工厂、支柱加工厂等，并有窄轨通往井口（一般是副井）。

(10) 行政、生活福利设施。包括办公室、任务交待室、会议室、灯房、浴室、洗衣房等，或者建成福利大楼，并用地道和井口相通。

矿井地面要有防火、自来水设备、净水和排水设备，其建筑物有蓄水池、沉淀池、水塔、水泵房等。

如何布置矿井地面工业场地，使之既符合上述基本要求，有利于矿井生产，又能为广大工人创造良好的工作、生活环境，有益于工人的健康和提高劳动生产率，这是一项综合性工作。因此，必须深入实地，结合具体条件，提出几个技术上可行的方案，进行技术、经济比较后，择优确定。



思考题

1. 矿井地面生产系统由哪些部分组成？
2. 影响地面工业场地布置的因素有哪些？
3. 地面生产系统可分为哪几种类型？
4. 选择矿井地面工业场地的基本要求是什么？
5. 矿井工业场地建筑物与构筑物主要有哪几类？

第二十章 矿井供电及压风设备

第一节 矿井供电系统

一、煤矿企业对供电的要求及负荷分类

煤矿所用的机械，除个别机械受特殊条件的限制，必须采用压缩空气、蒸汽或内燃机作动力外，其他设备基本上都采用电力作为动力。因此，煤矿企业是重要的电能用户。由于煤矿生产的特殊性，对供电要求更为严格，其要求如下：

（一）供电可靠

煤矿企业如果中断供电，不仅会造成减产，而且有可能发生人身事故或设备的重大损坏，严重时会造成矿井破坏。如主要排水和通风设备，一旦中断供电，可能发生淹井或瓦斯爆炸事故；采掘、运输、提升、压气、机修及照明等中断供电，也会造成不同程度的经济损失和人身事故。为了保证煤矿供电的可靠性，煤矿供电电源应采用双回路。双回路电源可以来自不同的变电所（或发电厂）或者同一变电所的不同母线。即使一路电源发生故障，另一路电源仍能保证供给一部分电能作为保安用电，以使人身和设备不受到损失。

（二）供电安全

由于煤矿生产环境及自然条件复杂，易于损坏供电设备而发生触电及产生电火花，引起火灾或瓦斯、煤尘爆炸事故。所以煤矿井下必须采用煤矿专用设备和采取一系列的安全技术措施及制定管理制度，以保证供电安全。

（三）技术经济合理

煤矿供电不但在容量上要满足生产要求，而且电能质量要好，即电压与频率要求稳定在允许值的范围内。此外，还要求经济，即建设投资及运行、维护费用低。

以上几点要求是就整个煤矿供电而言，在煤矿内部各用电户，由于它们各自不同的特点，对上述要求各有不同程度的侧重。按照对供电可靠性的要求，电能用户分为3类：

1. 一类用户

凡突然停电会造成人身伤亡或重大的设备损坏，且难以修复或给国民经济造成重大损失者为一类用户。例如，有爆炸、发火危险或对人身有有害气体的矿井主要通风机，有淹没危险的矿井主排水泵，以及具有这两种危险，且垂直深度在150m以上的立井载人提升机等。对一类用户，应采取不同电源的双回路供电，以保证供电的可靠性。

2. 二类用户

凡突然停电仅造成大量减产者为二类用户。如不符合一类用户的主要通风机或主提升机，以及采区变电所等。从经济观点考虑，对于二类用户，一般由一条回路供电，不设备用线路和备用变压器，但为了减少长期停电对生产的影响，全矿应有一定数量备用电气设备，便于临时更换。

3. 三类用户

凡突然停电对生产没有直接影响者为三类用户。如机修厂及生活福利设施等。对这类用户的供电在技术上无特殊要求，也不需要备用供电设备。

二、煤矿的电源和常用的电压等级

为了充分利用国家资源，在全国动力资源（水力或燃料）比较丰富的地方，建立发电厂（站）。然后将发电机发出的电能（通常是6kV或10kV）经过升压（通常是110kV、220kV、330kV）再送到各地。因为输电距离远（几百公里），提高输电电压，可以减少输电线路中的电能损失和有色金属的消耗，比较经济。

110kV以上的输电线路称为超高压输电线路。几个大的发电厂（站）之间又常常用超高压输电线路连接起来，使供电更为可靠、经济、合理。

电能经超高压输电线路送到工矿区以后，由区域变电所降为35kV、10kV或6kV电压回矿井供电。通常把发电机、升降压变电所和各种不同电压等级的输电线路互相连接起来，向用户供电的这个整体叫做电力系统。图20—1所示为一个典型的煤矿供电系统图。电力系统中的变电所和各种不同电压等级的线路，称为电力网。

目前我国煤矿电源大部分都是电力网供给的，在尚未形成电力系统的地区，则由地方发电厂供电，在个别情况下才由矿山专用发电厂供电。

现在我国煤矿常用的三相交流电的线间额定电压有下列几种，电压等级见表20—1。

表20—1 电 压 等 级

电 压 等 级		用 途
交 流	36V	矿用低压隔爆磁力起动器的控制回路及信号回路
	127V	井下照明、信号、煤电钻
	220V	地面照明、低压动力
	380V、660V	地面或井下高压动力
	1140V	采区大型采煤机组等
交 流	3kV、6kV、10kV	大型机械的电动机或输电
	35kV、60kV	高压输电
	110kV、154kV、220kV、330kV、500kV	超高压输电
直 流	110V、220V、440V	一般动力
	250V、550V	架线式电机车
	40V、80V、110V、120V	蓄电池电机车
	2V、5V、4V	矿 灯

三、煤矿供电系统

煤矿供电系统是由矿内各级变电所的变压器、配电装置、电力线路以及用户，按照一定方式互相连接起来的一个整体。

常用的煤矿供电系统是：地面变电所→井下中央变电所→采区变电所（或移动式变电

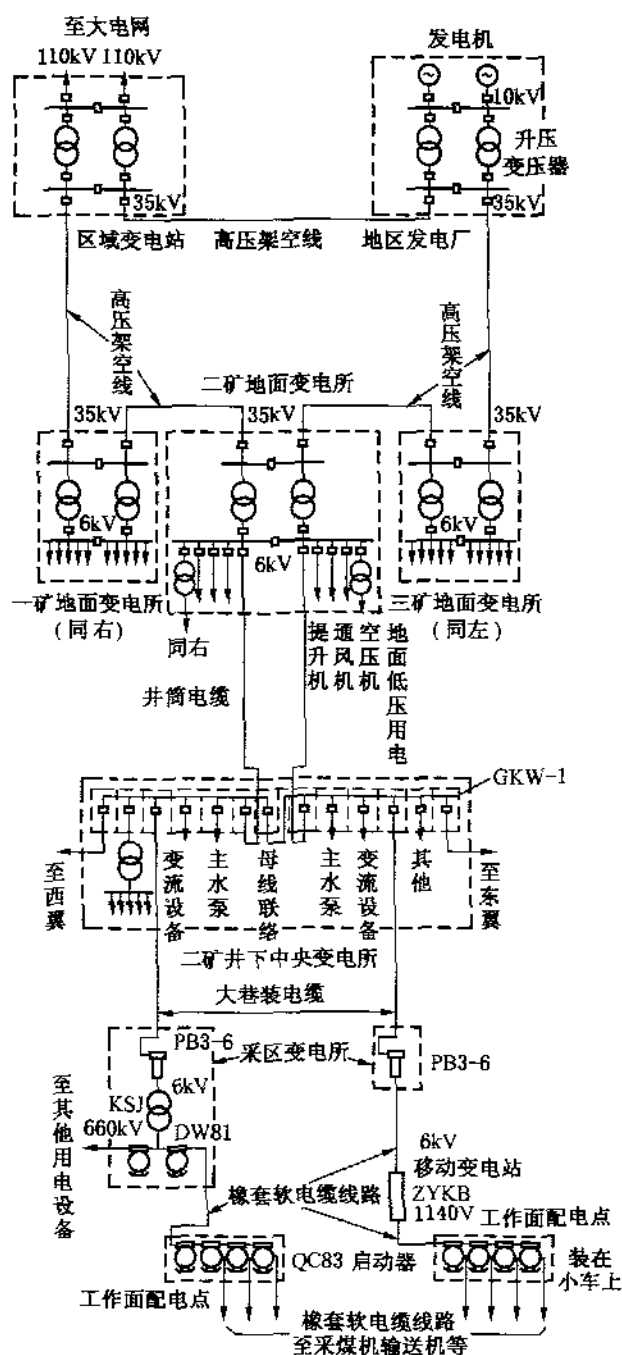


图 20-1 典型的煤矿供电系统图

站) → 工作面配电点。

现在我国煤矿常用的供电系统有深井供电方式和浅井供电方式两大类。

深井供电方式的特点是井下所有的用电设备均由敷设在副井井筒内的高压电缆供电，通过井下中央变电所向各采区变电所配电，由采区变电所降压后分别输送到各个机械设备

上去。浅井供电方式的特点是井下不设变电所，井底车场附近的用电设备由敷设在副井并筒的低压电缆供电，井底车场内仅设置一个配电点，采区供电是在采区相对应的地面设置地面变电亭，在变电亭内降压后通过钻孔（或小风井）送至井下配电点向采区供电。

供电系统根据井田范围、井下涌水量、煤层埋藏深度等条件选择。一般地说，若煤层埋藏深度不超过100~150m，且涌水量较小，采区离井底车场较远的矿井，可以考虑采用浅井供电方式，其余大多数采用深井供电方式，也有个别矿井采用这两种方式的混合。就目前情况来看，深井供电方式应用最普遍，因此，以此为例介绍煤矿供电系统。

1. 煤矿地面变电所

煤矿地面变电所是全矿供电的总枢纽。它的任务是把电力网送来的高压电经变压器降为6kV向地面提升、通风、压气设备供电，并把部分6kV的高压电能经变压器降为380V或220V分别供地面低压动力及地面照明设备用电，而且至少应有两条以上6kV的高压电缆通过并筒向井下中央变电所供电。

2. 井下中央变电所

井下中央变电所一般设在井底车场附近，由地面变电所输入的6kV高压线路经变电所的高压防爆配电箱送往采区变电所及主水泵，并将6kV降到380V（或660V、1140V），供给井底车场附近的低压用电设备。同时再将380V（或660V、1140V）电压经矿用干式变压器降为127V电压，供给井底车场及变电所照明用电。

3. 采区变电所

由井下中央变电所送来的6kV高压电经采区变电所降为380V（或660V、1140V），然后经过控制设备（隔爆开关）经电缆送往采、掘工作面配电点，同时将380V（或660V、1140V）电源经变压器降为127V，供采区照明用电。

4. 工作面配电点

采、掘工作面的配电点设在采、掘工作面附近，它是把来自采区变电所的低压电，经过控制设备直接向采、掘、运输设备进行供电。并通过矿用变压器降为127V，供配电点附近照明及煤电钻用电。

第二节 矿用电器设备的类型

井下采、掘工作面具有空间小、易片帮、冒顶、有水、煤尘、瓦斯及机电设备移动频繁等特点。所以电器设备应具有体积小、重量轻、便于移动、外壳结实、密封性好及设备防潮性能、隔爆性能好等要求。

一、井下常用电器设备类型

1. 矿用一般型（KY）

在无瓦斯或煤尘爆炸危险的矿井里及无瓦斯喷出矿井的井底车场和主要巷道中，固定式电器设备可采用矿用一般型。矿用一般型电气设备与地面使用的普通型电气设备比较，其外壳具有较高的机械强度，较好的防潮性，在井下运转时能保持良好的绝缘性。此外，外壳与盖子之间有机闭锁装置，保证打开盖前，必先切断电源，以防触电。

2. 矿用安全型（KA）

矿用安全型电器设备除符合矿用一般型电器设备的条件外,对正常运行时发生电火花部分具有隔爆措施,对正常运行时不发生电火花部分的温度限制在允许温度范围内。低瓦斯矿井采区进风道中的固定式电器设备可以采用矿用安全型。

3. 矿用隔爆型 (KB)

矿用隔爆型电器设备除应符合矿用一般型的条件外,当壳内瓦斯或煤尘爆炸时,不致使外壳破裂或变形,也不致引起壳外的瓦斯或煤尘爆炸。因而高瓦斯矿井的固定式电气设备及有瓦斯爆炸危险的矿井的移动式电气设备必须采用矿用隔爆型。

4. 矿用安全火花型 (KH)

矿用安全火花型电气设备与隔爆型一样,可以在瓦斯矿井中使用。由于它在任何情况下所产生的火花温度,总是低于瓦斯或煤尘燃烧的温度,因此不需要笨重的隔爆外壳。但矿用安全火花型电器设备的工作电压低、电流小,目前只用于低压控制回路和通讯信号设备中。

5. 矿用隔爆安全火花型 (KBH)

这种设备主回路装在隔爆外壳内,而控制回路采用安全火花型。目前我国生产的1140V控制设备均为矿用隔爆安全火花型,它适用于有瓦斯和煤尘爆炸危险的矿井。

二、煤矿常用的几种变压器

1. SJ、SJ1、SJ2 系列

这是一种普通型电力变压器,绕组是铜线绕制的,主要用于矿井地面变电所,特点是体积小。由于我国铜材较缺、除非小型变压器必须用铜线绕制外,近十几年来,用铝线代替铜线绕制的SJL、SJL1系列变压器已经比较多。

2. KSJ、KSJL 系列

这是一种矿用变压器,目前我国煤矿井下通常都采用这种动力变压器,主要用于井下中央及采区变电所。例如,KSJ2-320/6型矿用变压器,容量为320kVA,一次侧额定电压为6kV,二次侧额定电压为690V,向660V用电设备供电(380V已逐渐被淘汰)。二次侧输出电压高出用电电压5%是为了弥补变压器内部和线路上的电压损失。矿用KSJ型变压器的容量有50kVA、100kVA、180kVA、320kVA等几种。

3. 矿用干式变压器

矿用干式变压器原以KSG系列、B280-2.5型等为代表系列。它是专门供井下照明和煤电钻及各种控制信号用的隔爆变压器,因为它们用电必须是安全电压(对人及引燃引爆而言)、其使用电压一般在6~127V之间,故其一般容量都比较小(2.5~4.0kVA)。

第三节 压缩空气设备

一、概述

压缩空气设备是压缩和输送空气的整套设备。在我国煤矿企业中,压缩空气用来作为风镐、风钻、风动装岩机、混凝土喷射机等风动设备的动力。风动设备具有很多优点,如体积小、重量轻、功能大、故障少、过负荷时不易损坏机械、操作和修理容易等。它的废

气还能起到辅助通风的作用。压缩空气动力不会产生火花，在煤矿的工作条件下比电动力安全。风动设备的缺点是：以压缩空气作动力较电动力费用高，总效率较电动力低，且必须用管道输送，井下某些移动设备带一个供风软管，使用不方便。

压缩空气设备包括空气压缩机（简称压气机）、辅助设备和输送管道。压气机一般安设在地面，只有用风量不大的低瓦斯矿井，在井下主要进风巷道内才可设能力不大于 $20\text{m}^3/\text{min}$ 的压气机，且压气机和风包应分别安装在两个硐室内。

压气机的种类很多，煤矿使用的以往复式压气机（亦称活塞式）为主。根据工作状态，往复式压气机可分为固定式和移动式两类。一般固定式的额定排气量在 $10\sim 100\text{m}^3/\text{min}$ ，移动式的额定排气量为 $9\text{m}^3/\text{min}$ 以下，两者的排气压力均在 $7\sim 8\text{kg}/\text{cm}^2$ 。

往复式压气机按气缸的布置方式分为立式、卧式、角度式（L形、V形、W形）3类，煤矿中常用的是角度式L形往复式压气机。

二、压气机站及辅助设备

压气机站一般设在井口附近，这样主风管路可以短些，压降也可以小些。另外，站址应在空气洁净、通风良好、日照较弱、距矸石场及烟囱有一定距离的地点，并位于主导风流上方，还要便于安装，维修时的运输。图20-2所示为煤矿压气系统示意图。

1. 吸气管路及空气过滤器

吸气管路长度一般不应大于 10m ，吸气管口装有空气过滤器。

空气过滤器的作用是阻止空气中的尘埃被吸入压气机中，以免弄脏和损坏气阀、气缸壁和活塞。

2. 排气管路及风包

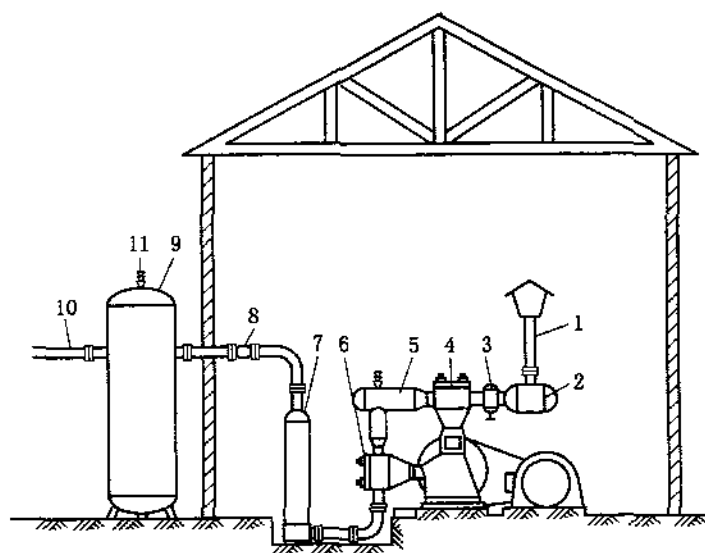


图20-2 煤矿压气系统示意图

1—进气管；2—空气过滤器；3—调节装置；4—低压缸；5—中间冷却器；6—高压缸；7—压后冷却器；

8—逆止阀；9—风包；10—压气管路；11—安全阀

风包亦称储气罐,安装在压气机与排气管路之间,其作用是缓和由于压气机排气的不连续性而引起的压力波动,除去压气中的水分和润滑油,此外,风包还能储存一定量的压气。

压气机与风包之间的排气管路上需装设逆止阀。

3. 输风管

输风管一般采用焊接钢管,其耐压力为2.5倍的工作压力。永久性的管子采用焊接,临时性经常移动的管道则采用快速接头。

4. 压气机的冷却

气体的压力与温度成正比,当空气被压缩时,空气的温度以及气缸的温度都要增高,因此,在压气机的两极之间,有时还要在压气机与风包之间设冷却器。前者叫中间冷却器,后者叫后冷却器,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。

冷却水可由单独水泵、水箱或其他水源供给,水质应是硬度不大于10度的清洁的非酸性水。当冷却水中断时应设有警报装置,以免空气温度骤增而发生事故。

一般冷却水的供水方法有直流式和循环式两种,循环水的冷却可采用冷却塔或喷水池。冷却水的作用除对压缩空气进行冷却外,还促使水蒸气和油雾更好凝结和分离。



思考题

1. 煤矿企业对供电的基本要求是什么?
2. 按照对供电可靠性的要求,何为一类用户?
3. 煤矿的电压等级分哪几种?井下电压通常是何等级?
4. 煤矿供电系统由哪几部分组成?
5. 简述井下常用电器设备的类型及其特点。
6. 分析矿用变压器的种类和特点,试问“KSJ2-320/6型矿用变压器”表示什么含义?
7. 使用井下移动式压风机需满足哪些条件?

第二十一章 露天开采

第一节 概 述

露天开采就是采掘空间直接敞露于地表,为了采煤需剥离煤层上覆及其四周的土岩。因此,采场内建立的露天沟道线路系统除担负着煤炭运输外,还需将比煤量多几倍的土岩运往指定的排土场。所以,露天开采是采煤和剥离两部分作业的总称。

一、生产工艺环节

露天开采工艺环节分主要生产环节和辅助生产环节。

1. 主要生产环节

(1) 煤岩预先松碎。采掘设备的切割力是有限度的,除软岩可以直接采掘外,对中硬以上的煤岩必须进行预先松碎后方能采掘。

(2) 采装。利用采掘设备将工作面煤岩铲挖出来,并装入运输设备(汽车、铁道、车辆、输送机)的过程。

(3) 运输。采掘设备将煤岩装入运输设备后,煤被运至卸煤站或选煤厂,土岩运往指定的排土场。

(4) 排土和卸煤。土岩按一定程序有计划地排弃在规定的排土场内,煤被卸至选煤厂或卸煤站。

2. 辅助环节

辅助环节包括动力供应,疏干及防排水,设备维修,线路修筑、移设和维修,滑坡清理及防治,等等。

二、露天开采的采场要素及开采工艺分类

(一) 台阶

在开采过程中,露天矿田往往被划分为若干具有一定高度的水平分层,这种分层被称为“台阶”,如图21-1所示。

台阶的位置往往用它的下盘标高来表示,如+100m水平、+115m水平。

台阶要素包括:台阶上部水平面,即上盘、下盘;朝向采空区的倾斜面,即坡面和台阶高度 h ,台阶坡面角 α 等(图21-2)。

(二) 露天矿采场要素

1. 露天开采境界

露天开采境界为露天开采终了时的空间状态。它包括开采终了时的地面境界 AB 、边帮 AC 、 BD 和底部境界线 CD (图 21-3)。

2. 边帮

边帮为采场四周坡面及平台组合成的表面总体, 包括工作帮和非工作帮。

(1) 工作帮 (图 21-3 中的 GE)。由

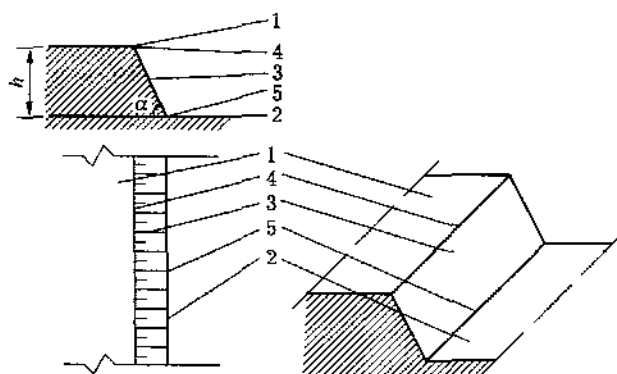


图 21-2 台阶要素图

1—上盘; 2—下盘; 3—坡面; 4—台阶坡顶线; 5—台阶坡底线

(三) 开拓与开采要素

出入沟: 建立采场与地表运输通道的露天沟道。

开段沟: 开掘某标高采掘工作面的沟道。

开采程序: 采场内土岩的剥离和采煤工程, 在空间和时间上合理配合的发展顺序。

三、露天开采的优缺点

露天开采与地下开采相比较, 有以下优点:

(1) 矿山生产规模大。山西平朔安太堡露天矿年产原煤 15.00Mt。黑岱沟、霍林河、元宝山和伊敏河露天煤矿计划规模为 5.00~12.00Mt/a。国外已有规模达 50Mt/a 的露天煤矿, 年剥离量可达 $1 \times 10^8 \sim 3 \times 10^8 \text{m}^3$ 。

(2) 劳动效率高。据有关资料, 世界露天开采的劳动生产率是地下开采的 5~25 倍, 我国露天开采的劳动生产率为地下开采的 5~10 倍。

(3) 生产成本低。露天开采成本的高低

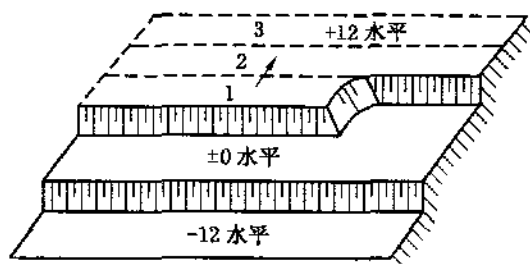


图 21-1 矿场划分为台阶

工作面台阶所组成, 正在进行开采的边帮或一部分。

(2) 非工作帮 (图 21-3 中的 AG 、 BF) 由非工作面台阶所组成的边帮。

3. 边帮角

(1) 工作边帮角 (图 21-3 中的 φ)。工作帮最上台阶和最下台阶坡底线形成的假想平面与水平面的夹角。

(2) 最终边帮角 (图 21-3 中的 β 、 γ)。露天矿场终了时, 最上台阶坡顶线和最下台阶坡底线组合成的假想平面与水平面的夹角。

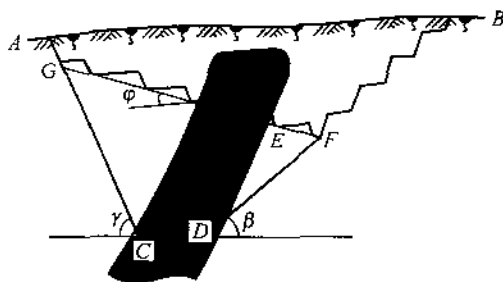


图 21-3 露天采场构成要素

与所选择的工艺、煤岩运距、开采单位煤量所需剥离的土岩数量等有关，但与地下开采相比是低的。世界露天采煤成本约为地下开采采煤成本的1/3。

(4) 资源采出率高。一般可达90%以上，还可对伴生矿产综合开发。

(5) 作业空间不受限制。露天矿由于开采后形成的是敞露空间，可以选用大型或特大型的设各，因而开采强度较大。

(6) 木材、金属、电力消耗低。

(7) 吨煤投资低，建设速度快，产量有保证，生产安全，劳动条件较好。

其缺点为：

(1) 占用土地多，污染环境。露天开采后的复田作业需花费相当数量的时间与资金。

(2) 受气候影响大。严寒、风雪、酷暑、暴雨等会影响生产。

(3) 对矿床赋存条件要求严格。露天开采范围受到经济条件限制，因此覆盖层太厚或埋藏较深的煤层尚不能用露天开采法。

第二节 露天开采的主要工艺过程

露天开采工艺方法，根据采掘、运输、排土三个主要生产环节所采用的开采机械设备的工作特点，可以划分为3种类型：间断式开采工艺、连续式开采工艺、半连续式开采工艺。

这3种开采工艺各有其使用条件和优点，主要是：间断式开采工艺适用于各种硬度的煤岩和赋存条件，故在我国及世界上得到了广泛应用；连续式开采工艺生产能力高，是开采工艺的发展方向，但对岩性有严格要求，一般适用于开采松软土岩；半连续式开采工艺是介于间断式开采工艺和连续式开采工艺之间的一种方式，具有两种工艺的优点，在采深大及矿岩运距远的露天矿山中有很大的发展前途。

下面重点介绍我国露天煤矿采用较多的间断作业工艺方式。

一、煤岩预先破碎

露天矿广泛采用的预先松碎方法是穿孔爆破，即选用合适的穿孔设备，按一定规格打出孔眼，再进行装药爆破。爆破后使煤岩松散成一定规格的块度，便于采装。

(一) 穿孔

穿孔用穿孔机完成，穿孔机有冲击式和回转式2类。

1. 钢绳冲击式钻机

钢绳冲击式钻机是我国露天煤矿中的主要穿孔设备，它的工作原理如图21-4所示。

这种穿孔机结构简单，适应性强，易于维修，备件充足。但作业是间断式的，故穿孔效率低，劳动强度大。在岩性适宜的矿山($f \leq 6$)，月效率可高达5000m。

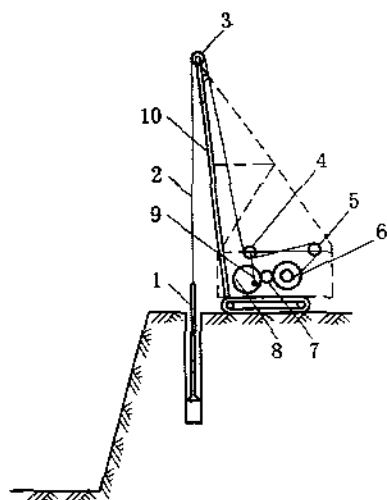


图21-4 冲击式穿孔机工作原理示意图

1—钻头；2—钢绳；3—天轮；
4—压轮；5—后绳轮；6—卷筒。
7—主动齿轮；8—冲击轮；
9—连杆；10—机架

2. 潜孔钻机

它是一种风动冲击式钻机。工作时将冲击器和钻头一起潜入钻孔，压缩空气经钻杆送入冲击器冲击钻头，孔底岩粉由压气排出孔外。

潜孔钻机结构简单，钻机机架和水平面的夹角可以改变（ $60^{\circ}\sim 90^{\circ}$ ），故可以穿凿倾斜孔，满足控制爆破要求。穿孔成本较低，穿孔效率一般比钢绳冲击钻机高2~3倍。由于此钻机钻孔直径较小。故爆破后产生的煤岩块块度较小。

潜孔钻机适用于中等硬度的岩石。目前露天用潜孔钻机有CLQ-80、YQ-150A、KQ-150、KQ-200、KQ-250等型号，图21-5是KQ-200型潜孔钻机示意图。

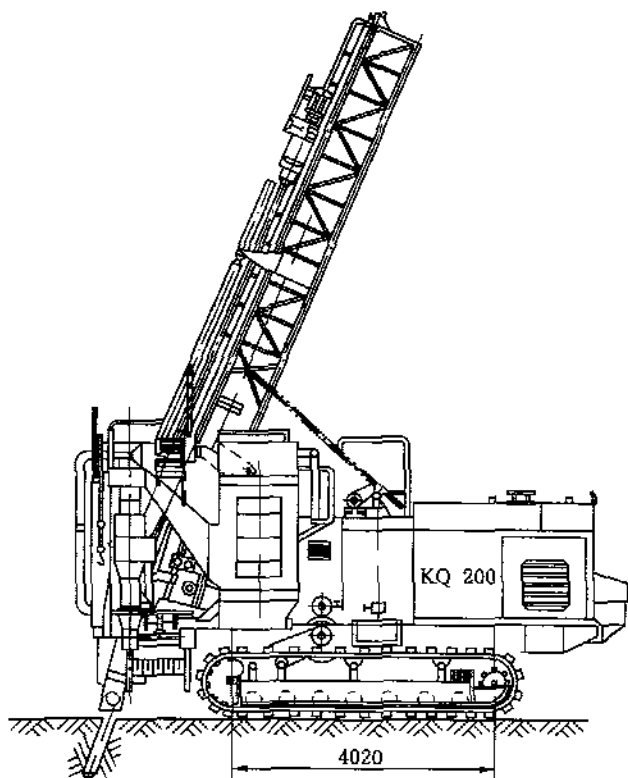


图21-5 KQ-200型潜孔钻机

3. 牙轮钻机

牙轮钻机是一种回转钻机。工作时借助推压提升机构向钻头施加高钻压和扭矩，将煤岩在静压、少量冲击和剪切作用下破碎，煤岩渣通过压缩空气吹出孔外。

牙轮钻机效率高，适应性强，在各种硬度岩石中作业效果比其他钻机都好。在相同的穿孔条件下，牙轮钻机的穿孔效率比钢绳冲击式钻机高4~5倍，比潜孔钻机高1~2倍，且成本低。

国产牙轮钻机有KY-310、YZ-55、KY-250、YZ-35、KY-150、ZX-150A等型号，图21-6所示是KY-310型牙轮钻机。

(二) 爆破

爆破工作是将煤岩从整体中分离下来，并按一定块度和工程要求堆积成一定的几何形体。

爆破用炸药主要应用以硝酸铵为主加适量可燃剂组成的干爆炸剂和以硝酸铵水溶液为主加敏化剂等组成的含水炸药。如铵梯炸药、铵油炸药和铵沥蜡炸药。

起爆方法可分为电起爆和非电起爆两类。电起爆有电雷管和起爆器两种，非电起爆有火力起爆和导爆索起爆。

露天矿用的爆破方法多是沿台阶布置单排或多排垂直炮孔，进行深孔齐发或微差爆破。

二、采装工作

采装工作就是将软岩或预先松碎了的煤岩，通过机械设备采挖并装入运输设备中或倒卸在指定地点。

广泛得到应用的间断式采装设备有单斗挖掘机、前装机和铲运机等几种形式。

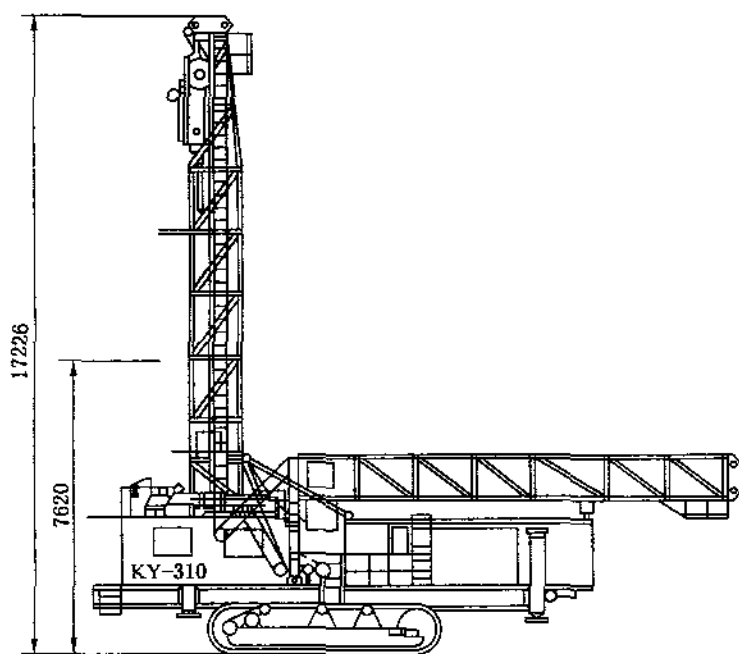


图 21-6 KY-310 型钻机示意图

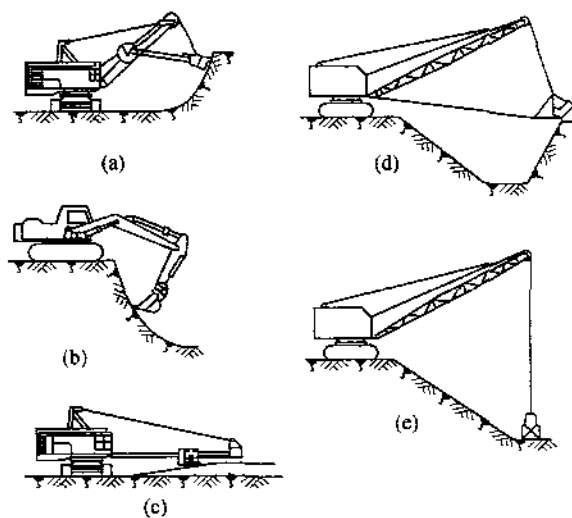


图 21-7 各种工作装置的单斗铲挖掘机示意图

a- 正铲, b- 反铲; c- 刨土铲; d- 拉铲; e- 抓斗铲

(一) 单斗挖掘机

单斗挖掘机 (图 21-7) 按其工作装置可分: 正铲、反铲、刨土铲、拉铲和抓斗铲等。

(二) 前装机

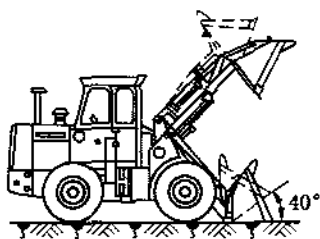


图 21-8 前装机

该机将采装、短距离运输、排弃和辅助作业集于一个设备。它灵活机动，运行速度高，爬坡作业性能好，维护费用低。前装机多是轮胎式的，运输距离一般不超过150m。国产的前装机斗容为 5m^3 ，国外有斗容达 22m^3 的前装机。

前装机(图21-8)和斗容相同的机械铲相比重量轻，价格便宜，操作简单。但前装机生产能力低，仅是同斗容机械铲能力的1/2。此设备寿命短，轮胎和燃料消耗亦很大。因此该机多作为辅助设备配合单斗挖掘机工作。

三、运输

煤炭从工作面经采装设备挖掘装入运输设备后，煤炭运往卸煤站或选煤厂，岩被运往排土场，生产上所需材料等被运往指定地点。运输工作是采装和排卸的连接环节，起着“纽带”的作用，也决定着整个生产任务完成的好坏。

常用的运输方式有：准规和窄轨铁路运输、公路运输、箕斗运输和联合运输。

四、排土

露天开采为了采煤而必须剥离的土岩，经运输设备运至一定地点排弃，这个排弃的场所称排土场。排土场可选择在开采范围以外，称外排土场，也可利用已开采的空间进行排弃，称为内排土场。

由于被剥离的土岩往往是采煤量的好几倍，所以场地的选择、容量大小、距离采场的远近都将直接影响到剥离成本。

(一) 排土场位置选择

位置选择首先应考虑近距离排土，少占或不占农田，尽可能减少对环境的污染。为此，在近水平和缓斜煤层条件下，从开采设计上应尽可能采用采场内采空区排土；在倾斜与急斜煤层条件下，可利用分区开采实现内排，或将剥离物排至已采尽的采空区，这些均为内排土。内排时，采掘工作面和排土工作面间应留一定的安全距离。

为了达到近距离排土，降低采煤成本，在采场附近选择的近距排土场可以是两个或多个，但总排弃空间能满足全部剥离量排弃的要求即可。

(二) 排土设备及排弃方式

1. 铁道运输

采用铁道运输的矿山，排土设备目前较多的采用机械铲排土和推土犁排土。

(1) 机械铲排土(图21-9)。机械铲排土的主要工序是翻土、挖掘机堆垒、线路移设。排土台阶分为上下两个台阶，挖掘机站在中间平盘上，将列车排弃的土倒向外侧及堆垒上部分台阶。

这种排土方式排土段高随岩性变化，可达40~50m；排土线长不小于600m。

(2) 推土犁排土。排土工序为：列车翻土→推土犁推土→平整台阶和移道(图21-10)。

推土犁排土台阶高度通常只有12~20m，排土线长800~1000m，移道步距一般为2.6~2.8m。

机械铲排土能保证较高的排土台阶，线路移设量小，线路质量好，脱道事故少，生产

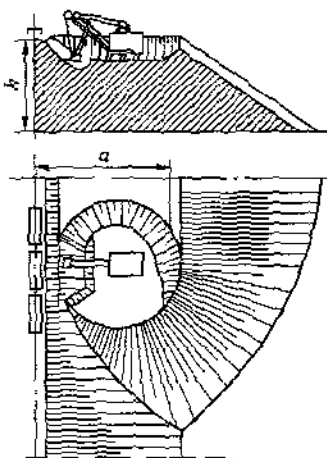


图 21-9 机械铲排土

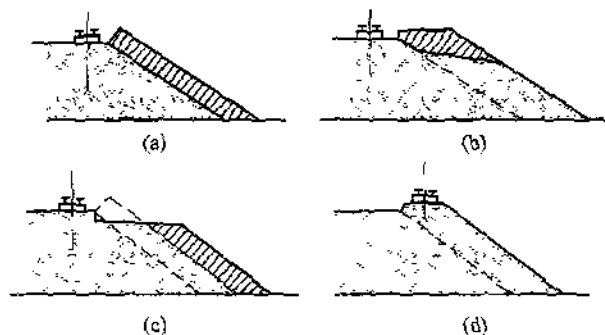


图 21-10 推土犁排土作业过程

a—翻土；b—推土犁推土；c—平整台阶；d—移道

能力大，劳动生产率高。但需购置挖掘机，投资大，单位排土成本高。

推土犁排土设备投资少，单位排土成本低，但排土能力较低。

2 汽车运输

汽车运输的矿山主要采用推土机排土，作业也较简单。汽车将岩土卸倒在排土场边缘后，由推土机配合，将土岩推至排土场边缘外侧，而平整排土场亦同时完成。

第三节 露天开采程序及开拓运输系统

一、开采程序

露天矿开采程序系指在露天开采范围内采煤、剥岩的顺序，即采剥工程在时间和空间上发展变化的方式，诸如采剥工程台阶划分、采剥工程初始位置确定，采剥工程水平推进、垂直延深方式、工作帮构成等。

开采程序的选择与煤岩赋存条件、露天矿场的尺寸和几何形状、工艺类型、开拓方式以及煤产量、质量、投产时间、达产时间等有关。

根据煤岩赋存条件和矿场尺寸，可以考虑台阶划分及台阶高度、设备的选型、开拓运输系统及第一个沟位的确定。同一个矿山，所选的开采程序、工艺系统、开拓方式不同，将有不同的经济技术效果。所以决定方案时，应拟多个方案从中择优。

(一) 采剥工程台阶划分及台阶开采程序

露天矿场内，采煤、剥离工程通过划分成台阶来开采。台阶的划分应利于设备效率的发挥、作业安全及提高煤质。对勺斗斗容为 $3 \sim 4\text{m}^3$ 的单斗挖掘机，台阶高度一般为 $10 \sim 12\text{m}$ ；大规格的挖掘机，台阶高度可达 $20 \sim 25\text{m}$ ；大型倒堆挖掘机，台阶高度可在 30m 以上；轮斗挖掘机，组合台阶高度可达 $40 \sim 50\text{m}$ 。

台阶划分，一般按水平划分，称水平分层；有时是倾斜的表面，称倾斜分层。水平分层利于采掘、运输设备作业，多采用此方式；在某些缓斜煤层条件下，为了提高煤质，减少顶底板岩石的混入，可在煤层开采中选用倾斜分层开采程序。

对每个单台阶来讲，台阶的开采程序为：开掘倾斜的出入沟→开掘开段沟→进行扩帮（图 21-11）。

在图 21-11 中，AB 为出入沟，BC 为开段沟，BC 为掘完后进行扩帮。当扩帮到一定宽度后又可进行下一个台阶的出入沟、开段沟、扩帮。

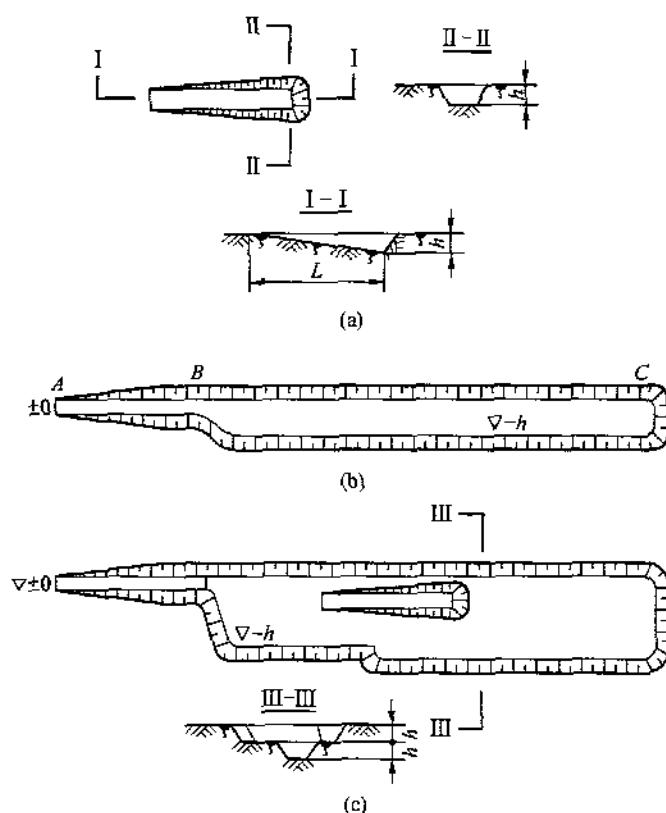


图 21-11 台阶开采程序
a—开掘出入沟；b—开掘开段沟；c—扩帮

（二）工作帮及其推进

1. 开段沟初始位置确定

第一个台阶的开段沟位置一般选在剥离量少的煤层露头处，可设在煤层底板，也可设在煤层顶板，沟道可以平行煤层走向，也可以平行煤层倾向，如图 21-12a、b 所示。沟道亦可以成圈形布置，如图 21-12c、d 所示。

2. 工作帮构成

工作帮形态决定于组成工作帮的各台阶之间的相互位置，通常可用工作帮坡角大小来

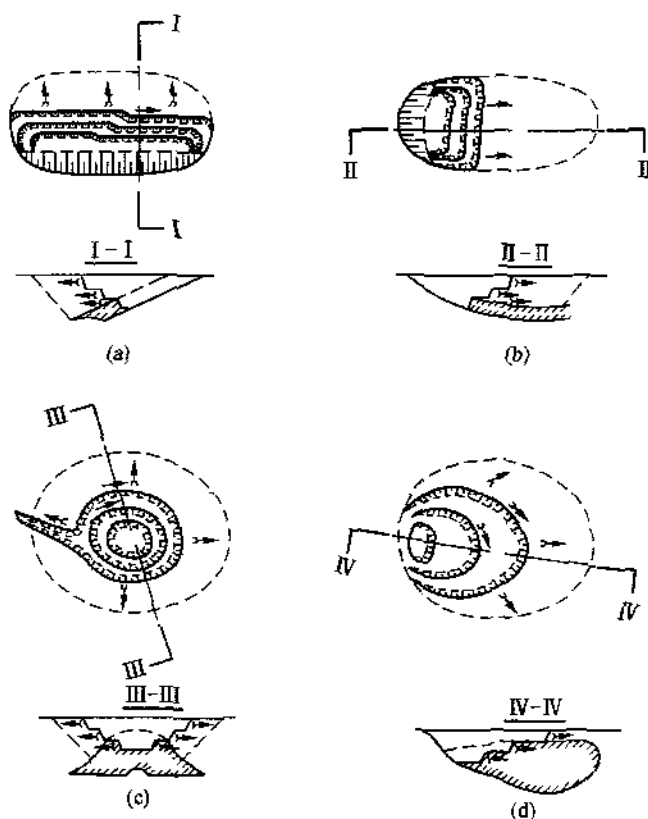


图 21-12 开段角位置

表示，如图 21-13 所示。

3. 工作帮推进

工作帮推进方向与矿山工程开段沟初始位置有关。图 21-14a 所示是煤层底板拉沟，向顶帮推进，即一个工作帮；图 21-14b 所示是从煤层顶板拉沟，工作帮向顶、底帮两个方向推进，形成一个剥离工作帮，一个采煤工作帮。这两种台阶工作帮的推进方式均为平行推进。

二、开拓运输系统

矿床开拓指开掘矿山坑道（或修筑道路）以开辟从地表至矿床或自矿床的某一开采部分至另一部分的运输通路，并为开掘开段沟和开掘矿山坑道（沟道或井巷）的工作创造条件。

矿床开拓包括确定矿体开采顺序、开拓方法、台阶高度及坑线布置等项内容。露天矿按有无坑道把开拓方法分为有沟、无沟、地下井巷和混合开拓 4 类；按运输方式分为铁路运输、公路运输、斜坡卷扬和平硐溜井开拓 4 类。目前有实际意义的是按运输方式的开拓分类，即区分露天矿开拓系统特征的主要依据是露天矿的基本运输方式，进一步区分该系统的特点则以坑道形式、坑线位置、坑线数量、平面形状及其固定性与否来进行。开拓运输系统分类见表 21-1。

表 21-1 开拓运输系统分类

类 别	主 要 特 征	一 般 特 征
1. 铁路 2. 公路 3. 带式输送机道 4. 提升机道 5. 溜道	1. 采用露天坑道或地下坑道 2. 坑线设置在露天采场境界内部或外部, 设置于境界的顶帮、底帮或端帮	1. 坑线服务水平数及每个水平沟道数 (单沟、组沟、总沟、对沟) 2. 坑线平面形状 (直进、折返、螺旋) 3. 坑线固定性 (固定及移动)
6. 联合	几种运输方式、坑道形态及坑线特征的联合	

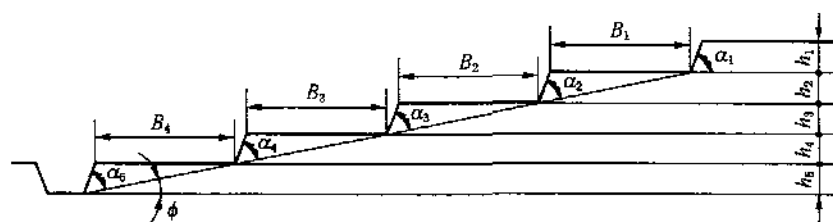


图 21-13 工作帮坡角

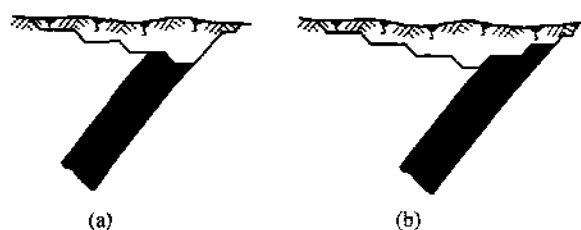


图 21-14 工作帮平行推进

a—一个工作帮, b—一个剥离工作帮, 一个采矿工作帮

下面着重介绍露天煤矿常用的铁路运输开拓方式。

铁路运输开拓方式多在我国大型露天矿采用。该开拓系统运量大, 成本低, 运输设备及线路结构坚实, 能适应各种气候条件下作业。但爬坡能力低、要求的曲线半径大、基建工程量大、新水平开拓延伸缓慢为其不足之处。

铁道运输分准轨和窄轨两种, 大中型露天矿采用准规, 小型露天矿采用窄轨。

1. 坑线布置形式

坑线布置方式如图 21-15 所示, 从纵断面可以看出, 台阶高度为 h , L 为露天矿底长, I 为限制坡度, l 为通过线长度, l_e 为折返站长度。列车从地表经过三次直进到折返站, 由于受采场长度的限制, 必须折返到达第四个台阶。其中, 直进式列车运行条件好, 而采用折返式时, 列车需要停车再启动向反向运行, 故在走向长度允许条件下, 尽可能采用直进式。但由于受矿场长度限制不可避免要采用折返式。所以, 在铁路开拓矿山, 无论是山坡露天还是凹陷露天, 坑线布置一般是直进和折返两种方式的结合。此外, 为了提高列车运行速度, 当上部台阶到边界后, 可以废除原折返坑线, 而全部采用沿边界直进延深, 形成螺旋式坑线 (图 21-16)。图示表明, 原来开拓形式是一台阶一折返, 当上部几个台阶到边界后, 坑线在直进到第二个台阶后, 沿端帮继续直进到 $\nabla-24$, 再直进到 $\nabla-36$, $\nabla-48$ 。下部未到边界的台阶, 仍按折返式延深。

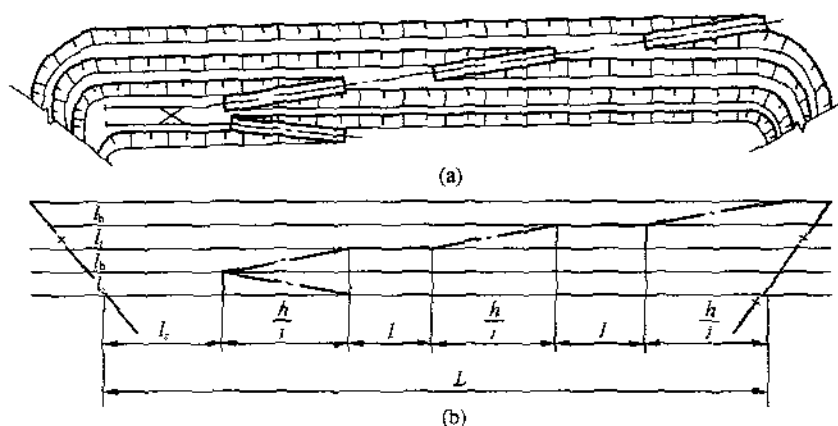
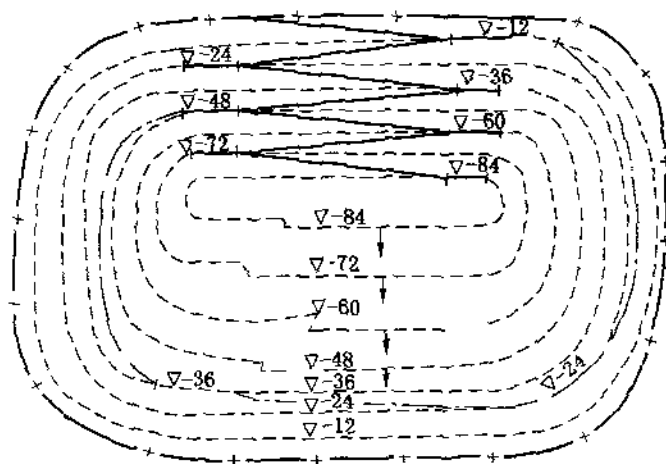


图 21-15 上部直进，下部折返坑线

a 平面投影；b—纵断面



第四节 露天矿开采境界、剥采比和生产能力的确定

露天矿的生产能力,不仅指年产煤量,还有年剥离土岩量。年产煤量的确定是个比较复杂的问题,应根据国家的需要、国内外市场的供求关系、矿山资源条件、开采范围大小、开采技术上的可能性、合理的服务年限、矿山建设的外部条件等,从经济上、技术上进行综合分析确定。

一、露天开采境界

露天开采境界指露天矿场开采终了时形成的空间轮廓,它由矿场的地表境界、底部境界和四周帮坡组成。

1. 影响露天开采境界的因素

(1) 自然因素。包括煤层埋藏条件,如赋存状态、厚度、倾角、煤质、围岩岩性、地形地貌、工程和水文地质条件等。

(2) 技术因素。这些因素包括开采技术水平、装备水平、地面主要建筑物、城市、厂房等。

(3) 经济因素。这些因素包括基建投资、基建期和达产时间、煤炭的开采成本及销售价格中煤炭的贫化损失、设备供应情况及国民经济发展水平等。

2. 合理开采深度的确定原则

当一个煤田或煤田的一部分被确定用露天法开采时,首先必须确定以什么原则圈定其合理的开采范围,现以图 21-17 所示倾斜煤层为例加以说明。

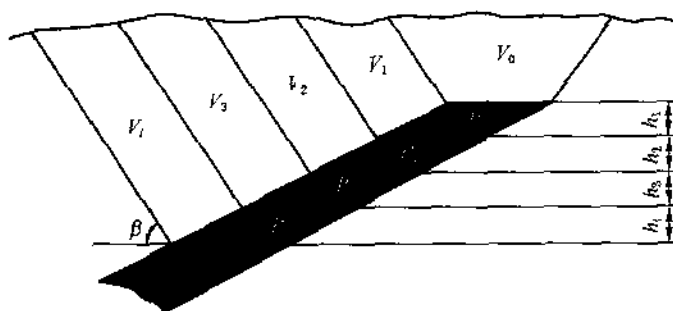


图 21-17 露天矿横断面开采示意图

设煤层厚度为 m , 顶帮边坡角为 β , 台阶高度为 h , 露头上部岩土量为 V_0 。每向下延深一个高度 h 采出煤量为 P , 为此所需剥离岩土量为 V 。则 h_1 时采出煤量为 P_1 、剥离岩土量为 V_1 ; h_2 时采出煤量为 P_2 、剥离岩土量为 V_2 ……直至 h_i 时煤量为 P_i 和剥离土量为 V_i 。从中可以看出, 在 m 、 h 不变时, 各水平采出煤量 P 值变化不大, 而 V 值随着深度的加大和 β 的减小而增加。由此可见, 露天开采的范围(深度)必然有一限度, 即

$$C_1 P_i \geq a P_i + b V_i \quad (21-1)$$

式中 C_L ——露采煤炭售价，元/t；
 P_i ——第 i 标高采出煤量，t；
 V_i ——第 i 标高所需剥离土岩量， m^3 ；
 a ——露天纯采煤成本，元/t；
 b ——露天纯剥离成本，元/ m^3 。

式 (21-1) 说明了每延深一个深度所采出的煤量，市场上销售所得金额应大于或等于采煤费用和为采煤而必须剥离岩土的费用两项之和。上式亦可表示为

$$\frac{V_i}{P_i} \leq \frac{C_L - a}{b} \quad (21-2)$$

式 (21-2) 左边 V_i/P_i 表明采出的煤量和所需剥离岩量的比值；公式右边 $(C_L - a)/b$ 为煤售价与单位采剥成本间的关系，表明采出单位煤量经济上允许的最大剥离量值。由上可知，合理开采深度的确定主要取决于经济因素和受赋存条件决定的煤量与岩量之比值。

露天矿合理开采深度的确定，实质上就是对煤、岩比值大小的控制，使其不超过经济上允许的 $(C_L - a)/b$ 值。

二、剥采比

所谓剥采比即是开采单位煤量所须剥离的岩石量。下面简单介绍平均剥采比、境界剥采比、生产剥采比和经济合理剥采比。

1. 平均剥采比 n_p

露天开采境界内，全部岩石量与采出煤量之比即为平均剥采比，如图 21-18 所示。

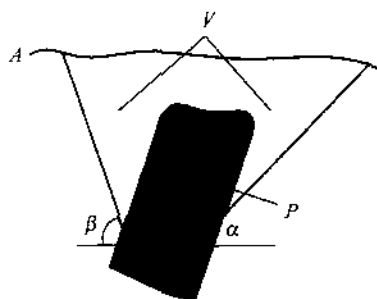


图 21-18 平均剥采比计算示意图

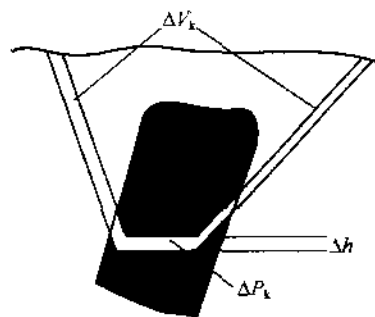


图 21-19 境界剥采比计算示意图

$$n_p = \frac{V}{\eta P} \quad (21-3)$$

式中 n_p ——平均剥采比；
 V ——开采境界内全部岩土量， m^3 或 t；
 η ——采出系数；
 P ——开采境界内全部工业储备量， m^3 或 t。

2. 境界剥采比 n_k

当露天开采境界作少量变化（扩大或减少 Δh ）所引起的岩土量与煤量变化之比值即为

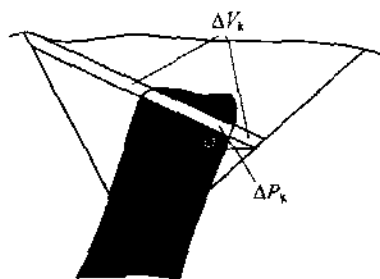
境界剥采比, 如图 21-19 所示。

$$n_k = \frac{\Delta V_k}{\eta \Delta P_k} \quad (21-4)$$

式中 n_k ——境界剥采比;

ΔV_k ——境界少量变化扩大的岩土量, m^3 或 t ;

ΔP_k ——境界扩大后增加的煤量, m^3 或 t 。



由图 21-19 和式 (21-4) 可知, 境界剥采比实为边界岩煤增量之比。在露天矿圈定境界时, 多采用境界剥采比作为式 (21-2) 中左边计算内容。

3. 生产剥采比 n_s

生产剥采比为露天矿某一生产时期剥离的岩土量与采出煤量之比, 如图 21-20 所示。

$$n_s = \frac{\Delta V_s}{\eta \Delta P_s} \quad (21-5)$$

式中 n_s ——生产剥采比;

ΔV_s ——某一生产时期剥离的岩土量, m^3 或 t ;

ΔP_s ——同一生产时期采出的工业煤量, m^3 或 t 。

露天矿生产时, 上下台阶间应保持工作平盘宽度, 由此构成工作帮坡角 φ 。 φ 的变化会直接影响 n_s 的变化, 生产中亦正是利用调整工作帮坡角 φ , 来均衡生产剥采比, 以达到在某一较长时期 (5~10 年) 内设备数量和人员的稳定。

4. 经济合理剥采比 n_i

经济合理剥采比系指分摊到单位煤量上的最大允许的剥离量, 该值为一系列经济因素所决定, 主要的计算方法有两种。

(1) 露天、地下开采单位煤量成本相等, 即

$$C_d = a + nb \quad (21-6)$$

式中 C_d ——地下开采单位煤量成本, 元/ t ;

a 、 b ——露天开采纯采煤、剥离单位成本, 元/ t 或元/ m^3 ;

n ——允许剥采比, m^3/t 。

由式 (21-6) 可得

$$n = \frac{C_d - a}{b} \quad (21-7)$$

式 (21-7) 表明若露天开采单位采煤成本不高于地下单位采煤成本时, 允许的经济剥采比为

$$n_i = \frac{C_d - a}{b}$$

(2) 露天开采法采出煤的成本与其售价相等, 即

$$C_L = a + nb \quad (21-8)$$

则

$$n_i = \frac{C_L - a}{b} \quad (21-9)$$

在境界圈定中,广泛采用境界剥采比小于或等于经济合理剥采比的原则,即

$$\frac{\Delta V_k}{\eta \Delta P_k} \leq \frac{C_L - a}{b} \quad (21-10)$$

或

$$\frac{\Delta V_k}{\eta \Delta P_k} \leq \frac{C_d - a}{b} \quad (21-11)$$

即

$$n_k \leq n_j$$

式(21-10)和式(21-11)左边是煤岩量的比值,右边是由经济因素确定的最大剥采比值。

三、露天矿生产能力

露天矿生产能力应为年采煤和剥离两个量之和,亦即年采剥总量为

$$\begin{aligned} A &= A_p + A_v \\ &= A_p + n_s A_p = A_p (1 + n_s) \end{aligned} \quad (21-12)$$

式中 A_p ——年采煤量, t/a 或 m^3/a ;

A_v ——年剥岩量, m^3/a 或 m^3/a ;

n_s ——生产剥采比, m^3/m^3 或 t/t。

从式(21-12)可以看出露天矿的煤岩生产能力 A 除受到煤层的生产能力影响外,还受到生产剥采比 n_s 的影响。它还决定着煤炭开采成本、工效、设备数量、人员、投资的大小等。

1. 按技术条件确定生产能力

技术条件主要是可能布置的挖掘机工作面数目、矿山工程延深速度、运输线路的通过能力等。

技术上可能的生产能力还受到运输能力的限制。对新建的露天矿,设计的运输能力应与露天矿生产能力相适应。对改扩建矿山,对其运输能力的限制要进行分析 and 验算。

2. 按经济条件确定生产能力

影响生产能力确定的经济条件包括合适的矿山服务年限、可能的投资额和经济最优效果。

3. 按需求量确定生产能力

按需求煤量确定生产能力时,必须对市场需求量进行预测。首先要对国内外历年煤炭供求情况做一统计分析,其次对今后若干时间的需煤前景做一估计,在此基础上预测未来的供求关系及风险,从而确定生产能力。



思考题

1. 简述露天开采的特点。

2. 露天开采的采场构成要素有哪些?其含义是什么?

3. 简述几种主要的穿孔设备、穿孔原理及其特征。

4. 单斗挖掘机按其工作装置可分为哪几种?正铲的工作规格、工作面及其参数、生产能力如何确定?

5. 露天开采排土场的位置如何确定？常用的排土设备和排土方式有哪些？
6. 何谓露天矿开采程序？影响开采程序的因素有哪些？
7. 开段沟初始位置是按什么原则确定的？工作帮推进方式有哪几种？
8. 在选择铁路运输开拓运输系统坑线布置形式时，坑线固定性与否的依据是什么？
9. 何谓露天开采境界？影响开采境界的因素有哪些？
10. 露天矿合理开采深度确定的原则是什么？
11. 何谓平均剥采比、境界剥采比、生产剥采比和经济合理剥采比？
12. 露天矿生产能力如何计算？

第二十二章 煤炭地下气化

第一节 煤炭地下气化原理

煤炭地下气化是开采煤炭的一种新工艺,其特点是将埋藏在地下的煤炭直接变为煤气,通过管道把煤气供给工厂、电厂等各类用户,使现有矿井的地下作业改为采气作业。煤炭地下气化的实质是将传统的物理开采方法变为化学开采方法。

煤炭地下气化因具有安全、高效、低污染等优点,世界各国对此都非常重视。我国于1958年在几个矿区曾进行过地下气化的实验,最近又在唐山刘庄矿、徐州新河矿进行了试验,取得了一些经验。

煤炭地下气化的原理如图22-1所示。首先从地表沿煤层开掘两条倾斜的巷道1和2,然后在煤层中靠下部用一条水平巷道将两条倾斜巷道连接起来,被巷道所包围的整个煤体,就是将要气化的区域,称之为气化盘区,或称地下发生炉。

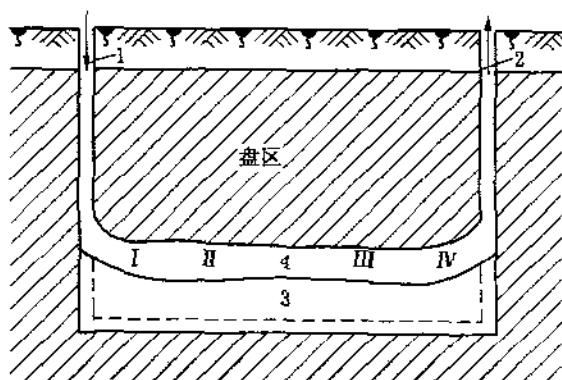


图22-1 煤炭地下气化原理

1—鼓风巷道; 2—排气巷道; 3—灰源; 4—燃烧工作面;
I—氧化带; II—还原带 III、IV—干馏-干燥带

最初,在水平巷道中用可燃物质将煤引燃,并在该巷形成燃煤工作面。这时从鼓风巷道1吹入空气,在燃烧工作面与煤产生一系列的化学反应后,生成的煤气从另一条倾斜的巷道即排气巷道2排出地面。随着煤层的燃烧,燃烧工作面逐渐向上移动,而工作面下方的采空区被

烧剩的煤灰和顶板垮落的岩石所充填。但塌落的顶板岩石通常不会完全堵死通道而仍会保留一个不大的空间供气流通,只需利用鼓风机的风压就可使气流顺利通过通道。这种有气流通过的气化工作面被称为气化通道,整个气化通道因反应温度不同,一般分为气化带、还原带和干馏-干燥带三个带。

1. 气化带

在气化通道的起始段长度内,煤中的碳和氢与空气中的氧化合燃烧,生成二氧化碳和水蒸气: $C+O_2\rightarrow CO_2$; $2H_2+O_2\rightarrow 2H_2O$ 。在化学反应过程中同时产生大量热能,温度达1200℃到1400℃,致使附近煤层炽热。

2. 还原带

气流沿气化通道继续向前流动,当气流中的氧已基本耗尽而温度仍在800~1000℃以上

时，二氧化碳与赤热的煤相遇，吸热并还原为一氧化碳： $\text{CO}_2 + \text{C} \rightarrow 2\text{CO}$ 。同时空气中的水蒸气与煤中的碳起反应，生成一氧化碳和氢气以及少量的烷族气体： $4\text{C} + 3\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{CH}_4 + 3\text{CO} + \text{H}_2$ ，这就是还原区。

3. 干馏-干燥带

在还原反应过程中，要吸收一部分热量，因此气流的温度就要逐渐降低到 $700 \sim 400^\circ\text{C}$ ，以致还原作用停止。此时燃烧中的煤就不再进行氧化，而只进行干馏，放出许多挥发性的混合气体，有氢气、瓦斯和其他碳氢化合物。这段称为干燥带的干馏部分。

在干馏之后是脱水干燥。混合气体此时仍有很高的温度可气化其中的水分，混合气体干燥后，最后可得到 CO_2 、 CO 、 O_2 、 H_2 、 CH_4 、 H_2S 和 N_2 的混合气体，其中 CO 、 H_2 、 CH_4 等是可燃气体，它们的混合物就是煤气。

气化通道的持续推移，使气化反应不断地进行，这就形成了煤炭地下气化。根据国内外资料，燃烧 1kg 煤约产生 $3 \sim 5\text{m}^3$ （热值 4200kJ/m^3 ）左右的煤气。

第二节 煤炭地下气化方法及生产工艺系统

一、煤炭地下气化方法

气化方法通常可分为有井式和无井式两种。所谓有井式地下气化法如前所述（图22-1）。无井式地下气化是应用定向钻进技术，由地面钻出进、排气孔和煤层中的气化通道，构成地下气化发生炉，如图22-2所示。

有井式气化法需要预先开掘井筒和平巷等，其准备工程量大、成本高，坑道不易密闭，漏风量大，气化过程难于控制，而且在建地下气化发生炉期间，仍然避免不了要在地

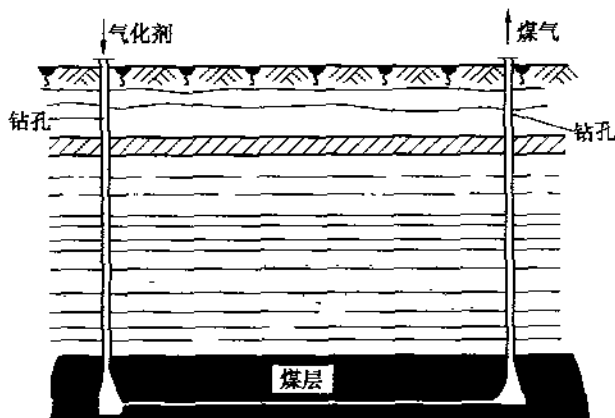


图 22-2 无井式地下气化法

下进行工作。

而无井式气化法是用钻孔代替坑道，以构成气流通道，避免了井下作业和有井式气化的其他问题，使煤炭地下气化技术有了很大提高。目前无井式气化已在世界上被广泛采用。

二、无井式地下气化法的生产工艺系统

无井式气化法的准备工作包括两部分：从地面向煤层打钻孔和在煤层中准备出气化通道。

从地面向煤层打钻孔可以采用垂直钻孔、倾斜钻孔和曲线钻孔三种形式。

当钻孔钻至煤层后，在钻孔底部的煤层里，准备出气化通道的工作叫做钻孔贯通工作。

贯通的方法目前有以下几种：空气渗透火力贯通法、电力贯通法、定向钻进贯通法和水力压裂法。

根据煤层赋存条件的不同，其生产工艺系统也有差异。对于近水平煤层和缓倾斜煤层，在规定的气化盘区内，先打好几排钻孔。钻孔采用正方形或矩形布置方式，孔距20~30m，如图22-3a所示。钻孔沿煤层倾向成排地布置，每排钻孔的数目取决于气化站所需的生产能力。

按作业方式的不同，生产工艺系统可分为两种，即逆流火力作业方式和顺流火力作业方式。

1. 逆流火力作业方式

如图22-3b所示，首先贯通第一排钻孔，形成一条点燃线。然后将第二排钻孔与此点燃线贯通，如图22-3c所示，贯通后即可进行气化。气化时向第二排钻孔鼓风，由第一排钻孔排煤气。

在气化第一、二排钻孔之间的煤层时，还要进行第二、三排钻孔间的贯通工作，如图22-3d所示。此项贯通工作应在一、二排之间的煤层全部气化以前结束，以便按时向第三排钻孔鼓风，而由第二排钻孔排出煤气，如图22-3e所示。以后的火力作业顺序依此类推。

这种燃烧方式的特点是两个钻孔都按照下列顺序起三种作用：贯通、鼓风和排出煤气。

图22-3 逆流火力作业方式

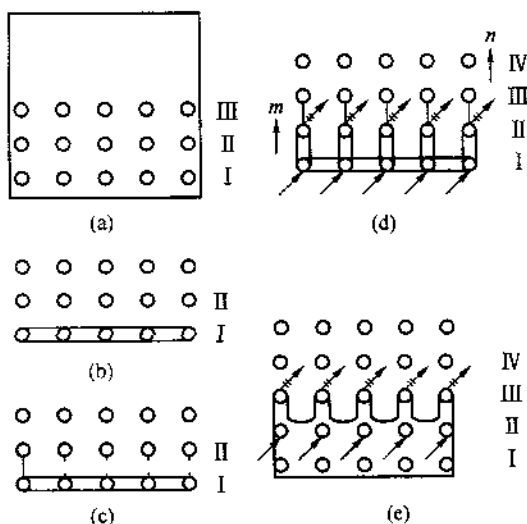
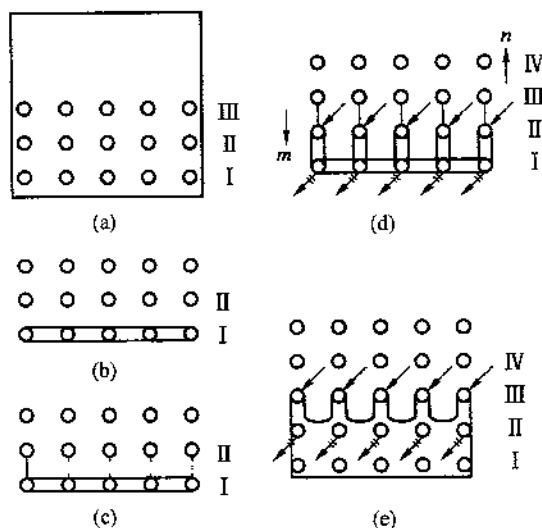


图22-4 顺流火力作业方式

这种方式煤层的气化方向与鼓风和煤气的运动方向相反，所以称为逆流式火力作业方式。

2. 顺流火力作业方式

钻孔布置与逆流火力作业方式相同。气化开始前先将第一排钻孔贯通，如图22-4b所示；随后将第二排钻孔与第一排的点燃线贯通，如图22-4c所示，贯通后即可进行气化。气化时先由第一排钻孔鼓风，由第二排钻孔排出煤气，如图22-4d所示。第一、二排钻孔进行气化的同时，贯通第二、三排钻孔。当一、二排钻孔间煤层气化所得的煤气热值降低到最低标准时，就开始把第三排钻孔投入生产。此时向第二排钻

孔鼓风，而由第三排钻孔排出煤气，如图 22-4e 所示。余下依次类推。

顺流火力作业方式的特点是煤层气化方向与鼓风和煤气运动方向相同。由于顺流火力作业方式能够利用煤气的余热，使煤层受到顶热，因而能够改善气化过程，提高煤层气化程度，从而使煤层的生产成本降低。

三、地下气化效果的主要影响因素

影响地下气化的因素很多，但主要的影响因素有以下几个方面。

1. 供氧量

鼓风的压入强度和鼓风中的氧气浓度对地下气化的效果有直接影响。前苏联分别用空气和富氧空气作为气化剂进行试验，所得的煤气成分见表 22-1。实验表明，供风量越大，气化剂含氧量越高，煤气的热值就越高。

表 22-1 烟煤气化数据

气化剂种类	生成气体所占体积/%						热值/ ($\text{kJ} \cdot \text{m}^{-3}$)
	H_2	CH_4	CO	CO_2	O_2	N_2	
空 气	14.0	1.8	16.2	10.2	0.2	57.6	4229
富氧空气 (O_2 , 37%)	21.0	2.5	22.1	15.5	0.2	38.7	5987
富氧空气 (O_2 , 48%)	28.2	3.5	26.1	15.4	0.3	26.5	7645

采用富氧鼓风，不仅可以提高煤气的热值，而且在制氧过程中还可以从空气中分离出氩气、氙气和氦气等惰性气体，这不仅在技术上可行，经济上也是合理的。

2. 温度与含水量

气化通道中的温度、煤田的含水量也是影响地下气化的因素。保持高温是提高地下气化强度的必要条件之一。高温可以加快物质之间的化学反应速度，但目前对温度的控制比较困难。另外，在相同的条件下，气化通道内气体流动状态也直接影响着气化反应速度，采用脉动鼓风可以使煤气的热值提高 2~3 倍。适量含水有助于提高煤气质量，而含水过多将使温度降低，影响气化效果。含水量的适宜性随气化工作面温度的高低而变，目前，在温度不易控制的条件下，其含水量也难以控制。

3. 其他因素

气化通道的长度是影响气化的另一个重要因素。目前定向钻进技术限制了通道的贯通长度，但一致认为，通道应满足气化反应 4 个区的要求，一般认为通道长些较为有利，100m 以上才能满足气化的实际要求。对于不同的煤层、不同的通道断面、不同的气化剂，气化通道存在一个合理的长度范围。此外，煤层的赋存条件也是影响气化过程的一个因素，通道的断面大小对气化过程也有影响。

第三节 煤炭地下气化的适用条件及发展方向

煤炭地下气化可以使埋藏过深或过浅不宜用井工开采的煤层得到开发，它不但改善了矿工的劳动条件，而且气化对地表破坏较小，没有废矸，还有利于防止大气污染。煤炭地下气化的经济效益较好，其投资仅为地面气化站的1/2~1/3。

一般来说，多孔而松软的褐煤及烟煤厚煤层比较容易气化，而薄煤层，含水分多的煤层和无烟煤较难气化。稳定而连续的煤层，顶底板透气性小于煤层的透气性以及倾角超过35°的中厚煤层对气化更为有利。

利用气化去回收报废矿井的煤柱、边角煤业是国内外气化的一个方向。

煤炭地下气化自实验以来，得到了较迅速的发展，但至今尚未进入实用推广阶段。世界各国对煤炭地下气化均相当重视，投入广大的物力和人力来发展这一新型采矿技术，因此地下气化也出现了许多新的动向。

一、无井式长壁气化法

为了提高煤气的质量和产量，国外实验了无井式长壁气化法。它是从地面钻定向弯曲钻孔，当钻孔到达煤层后，在煤层中直接贯通。贯通后，在钻孔的底部点火进行地下气化，由钻孔的一端鼓风，从钻孔的另一端排出煤气，如图22-5所示。

这种方式完全取消地下作业，但钻孔和定向弯曲钻孔要求技术水平高。图22-5所示的煤层条件是煤厚2m，埋藏深度300m，钻孔水平钻进50m。实际上水平钻进可达90~100m。

二、煤炭地下燃烧工艺

用煤炭地下燃烧工艺来回收被以往采煤所遗弃的煤柱。目前，该试验正在国外几个煤田进行工业性实验，其目的是将煤的热值转化为热能，以供民用或工业使用，提高煤炭资

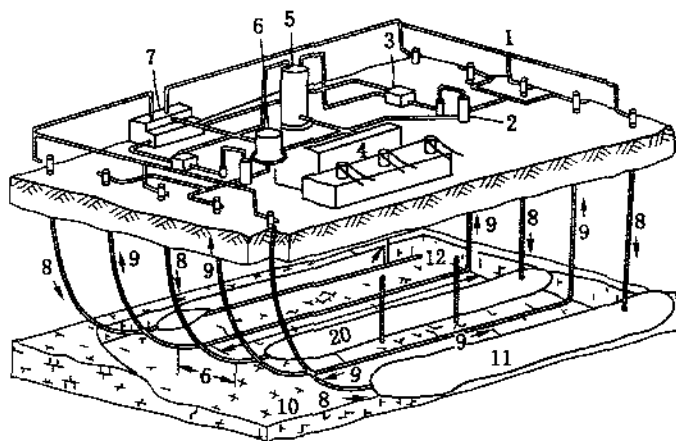
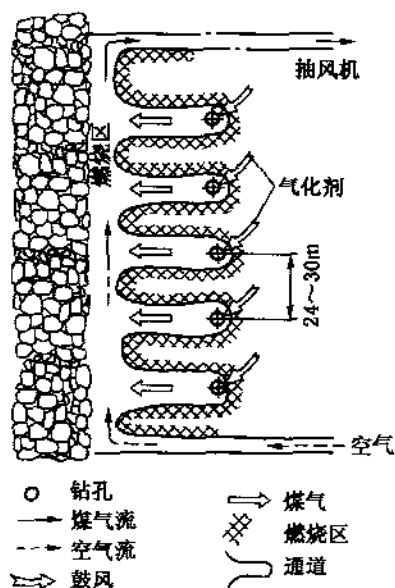


图22-5 长壁气化法及地面电站简图

1—压缩空气；2—气液分离器；3—热交换器；4—发电厂；5—煤气净化设备；6—水净化循环装置；
7—压缩与燃烧气体混合器；8—空气；9—煤气；10—煤层；11—气化带；12—监测与控制钻孔



源的利用率,同时还可以获得化学能(H_2 、 CO 、 CH_4)。煤炭地下燃烧工艺如图 22-6 所示。

该工艺主要是采用抽风机造成负压,将燃烧产生的高温(300~600℃)气体通过热交换器使水变为蒸汽供发电和民用。钻孔为过气孔,根据煤层的赋存条件进行布置。

三、对地下气化区燃烧面位置与温度的控制

地下气化燃烧面位置与温度的控制是一个难题，目前美国已使用卫星红外摄影进行监控。它可以探明燃烧面的确切位置和温度情况，从而用调节供氧量和供水蒸气量来控制其温度，提高或降低燃烧面的气化强度，提高煤气热值，试用效果良好，其气化产品价格已达商业应用标准。但卫星监控费较高，若计入卫星租用费成本仍太高，而不用卫星监控地下气化情况不明，气化效果和煤气质量难以控制。

四、气化、化工联合企业的发展

地下气化得到的煤气不仅可供民用，还可发电。煤气中除可燃气体以外，还伴生有许多重要的化学物质，如酚、苯、吡啶、油酸、硫等物质。因此地下气化站不仅可以作为动力企业，而且作为化学联合企业也是合适的。

煤炭地下气化作为一种开发地下煤炭资源的新技术, 目前在世界各主要产煤国均在进一步研究, 煤炭地下气化的理论也在不断地深化与完善。

思考题

1. 叙述煤炭地下气化的原理和过程。
2. 试分析缓倾斜煤层无井式气化工艺系统的特点。
3. 如何提高煤炭地下气化的效果和煤气的质量?
4. 试分析煤炭地下气化的使用条件和发展前景。

图书在版编目 (CIP) 数据

采煤概论/周英主编. —北京: 煤炭工业出版社,
2006

普通高等教育“十一五”国家级规划教材

ISBN 7-5020-2925-7

I 采… I. 周… II. 煤矿开采-高等学校-教材
N TD82

中国版本图书馆 CIP 数据核字 (2006) 第 072310 号

煤炭工业出版社 出版
(北京市朝阳区芍药居 35 号 100029)
网址: www.cciph.com.cn
北京密云春雷印刷厂 印刷
新华书店北京发行所 发行

*

开本 787mm×1092mm¹/₁₆ 印张 17¹/₂
字数 408 千字 印数 1—3,000
2006 年 9 月第 1 版 2006 年 9 月第 1 次印刷
社内编号 5724 定价 32.00 元

版权所有 违者必究

本书如有缺页、倒页、脱页等质量问题, 本社负责调换

责任编辑：史彦 李佳

封面设计：晓杰

- ★ 采煤概论 （“十一五”国家级规划教材）
- 矿井提升设备 （“十一五”国家级规划教材）
- 流体力学与流体机械
- 煤矿固定机械及运输设备
- 矿山电工学
- 井巷工程

ISBN 7-5020-2925-7



ISBN 7-5020-2925-7/TD82

社内编号 5724 定价：32.00 元