

倾斜缓倾斜中厚以下矿体

采矿方法调查报告

第二分册

采矿方法部份

(内部资料)

冶金工业部黑色金属矿山情报网 倾斜缓倾斜中厚以下
矿体地下采矿方法 调查组

一九八二年十月

目 录

采 矿 方 法 部 分

一、龙烟铁矿鹿家堡矿区.....	(1)
二、湖南省锡矿山矿务局.....	(17)
三、良山铁矿.....	(35)
四、新冶铜矿.....	(49)
五、马甲瑞铁矿.....	(59)
六、青城子铅矿榛子沟坑口.....	(69)
七、通化铜矿.....	(81)
八、金岭铁矿东召口矿区.....	(87)
九、开阳磷矿.....	(99)
十、王村铝土矿.....	(105)
十一、明水铝土矿.....	(113)
十二、金河磷矿.....	(123)
十三、刘冲磷矿.....	(129)

一、龙烟铁矿庞家堡矿区

(一) 矿床开采技术条件

该矿为浅海沉积赤铁矿床,在西部有部分磁铁矿,走向东西,走向长度8600米;倾斜向南,倾角 $20^{\circ}-35^{\circ}$;矿床由三层组成,由上而下第一层厚度为1—3.5米,第二、三层厚度较薄,平均厚度都是1米左右,矿石稳固。一层矿, $f=10-18$,二层矿, $f=10-16$,三层矿, $f=10-18$ 。

第一层矿和第二层矿中间夹有一层砂质板岩,平均厚度为1—1.2米。第二层和第三层之间也夹有一层砂质板岩0.8—1米。砂质板岩节理发育,不稳固,容易片落。

第一层矿的顶板为黑色页岩,厚度为6—7米,不稳固, $f=5-8$ 。页岩上部为砂岩,厚度为2—3米,砂岩上部是几十米厚的老顶页岩。

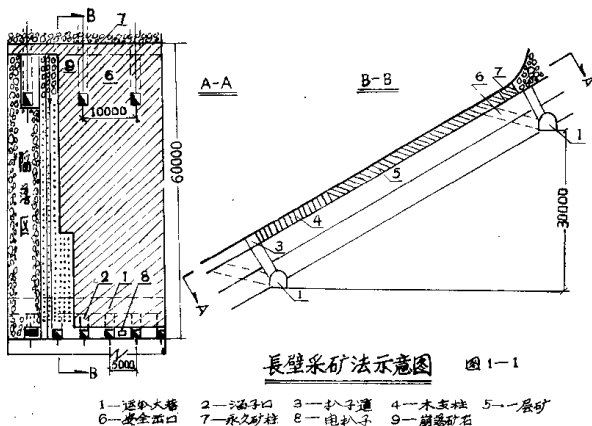
第三层的底板为小白云石英岩, $f=18-20$,石英岩下部为粘板岩, $f=10$,粘板岩下部为大白石英岩,均稳固。

矿层基本连续,局部被断层切断,断层对采矿的影响较大。地表为山地,允许崩落。

(二) 采用的采矿方法

甲、长壁采矿法

1、构成要素 如图1—1



(1)阶段高度：30米。

(2)矿块长度：目前使用的长壁采矿法为12米左右，一般为50—100米。

(3)矿块斜长：一般小于60米。若大于60米，扒矿将受到影响。

2、采准切割

庞家堡矿区的采准切割布置，用过两种方案，即脉内方案和脉外方案。

脉内方案有四种做法：

(1)采准平巷完全开掘在一层矿中，采用平台装车，不设溜子口；

(2)采准平巷切一层矿底板1.3米，仍采用平台装车，不设溜子口；

(3)采准平巷切一层矿底板1.5—1.8米开凿的，并在巷道一帮沿矿层底板开凿溜子口，采用溜子装车，如图1—2；

(4)采准平巷开掘在二、三层矿中，在平巷一帮开凿倾角为 50° — 60° 的溜子口，采用溜子装车。这种布置方式，主要是为以后开二、三层矿。如图1—3。

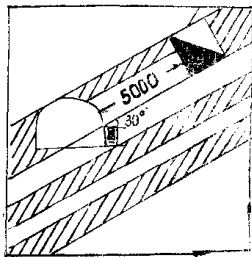


图1—2

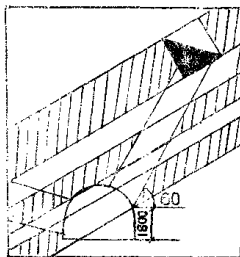


图1—3

脉内方案：虽然工程量较小，掘进成本低，矿块准备时间短，但对回采二、三层矿时造成困难或不能回采，矿柱损失大，巷道维护费用高等缺点。

脉外方案：采矿平巷开凿在矿层底部的小白石英岩，并切薄层砂页岩1.5米的混合岩种中如图1—4。溜子口一般开在巷道南帮，有时因断层影响，而开凿在巷道北帮。安全口均开凿在巷道南帮，采用溜子装车。

脉外方案增加了采准和切割工程量和掘进成本，但克服了脉内方案的严重缺点，尤其是保证了二、三层矿产资源的回收。故1957年以后已全部的采用了脉外方案。

采准巷道一般为双轨平巷，围岩稳定时不进行支护。在断层附近或因矿层回采后巷道压力增加时，才进行支护。切割上山布置在各层矿体中，沿正倾斜开凿，上山中心线与断层线距离一般为5米，其规格为 $2 \times$ 矿体厚度（矿体厚度大于2米时，为 2×2 米）。电耙道沿走向开凿在矿体中，规格为 2×1.8 米或 $2 \times$ 矿体厚度。溜子口一般布置在巷道南帮，穿层开掘，开口底边与巷道底板相距1.8米，倾角 50° — 60° ，规格为 1.5×1.5 米，漏斗中心距为5米。安全口均布置在巷道南帮，穿层开凿，开口底边距巷道底板0.5米，倾角 15° ，两安

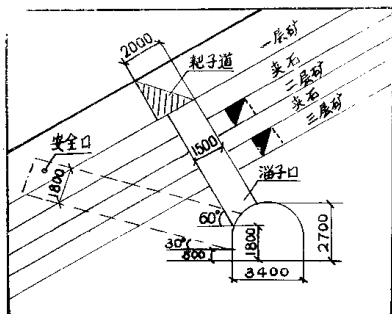


图 1-4

三阶梯形式比二阶梯形式在超前形式方面，前者灵活性较差，而且采场上下部悬顶较大，增加了顶板管理的困难。

二阶梯形式下部阶梯超前距离的决定，最重要的原则是，应根据保证平行作业的操作安全来确定。该矿一般为二排柱子距离，即2.8米。其斜长要根据每循环产量，顶板好坏程度及矿块斜长来决定，一般为10—12米。

回采工作首先在矿块边界的上山下部开阶梯，同时挑上山的顶矿，但挑顶矿不超过8—10米。阶梯由下而上，沿走向推进。通过落矿，电耙扒矿，支护等工序，完成一个回采循环，直至放顶距而后放顶。

(1) 落矿：

采用YT—25和东方红—70气腿凿岩机，气腿子型号为YT—140和东方红70型。回采工作面采用浅眼凿岩爆破的落矿方法。钢钎为六角中空碳素钢钎，直径为22和25毫米。钎头为镶BK—15合金片的“一”字形钎头。采用铵油炸药，8#纸雷管和硝铵炸药起爆，药卷直径32毫米，长200毫米，重0.15公斤。

在合理的采用炮眼排列、炮眼方向、炮眼深度、炮眼直径、最小抵抗线和装药量等凿岩爆破参数的同时，应正确地进行技术操作，因为这不仅对落矿本身有影响，而且对扒矿、顶板管理、安全生产、提高回采强度及工效、降低贫化损失、节约材料消耗等均有影响。

一层矿、薄层矿和合层矿炮眼排列如图1—5、1—6和1—7所示。

见图1—5、1—6和1—7（4—5页）

该矿采取上述布置方式，在装药量合适的情况下，落矿块度符合要求，100—300毫米的块度可达85%，需二次破碎的大块为15%，炮眼深度一般为采高的0.8—1.2倍，并且爆破后沿走向为柱子的排距，即1.4—1.5米。常用的炮眼深度为1.6—1.8米。炮眼直径比药包直径大4—6毫米，装药系数为0.75左右。目前采用的钎头直径为46—40毫米。实际装药系数为0.6左右。因此，没有达到理想的爆破效果。

全口的中心距，若采用机械放顶时为5米，采用人工放顶时为10米，断面1.5×1.8米。

3、回采工艺

目前该矿广泛采用二阶梯长壁法。三阶梯和直线法，现未使用，其主要原因如下：

直线法对顶板管理较有利，而且辅助作业时间和劳动组织简单，但对凿岩、爆破和耙矿要求较严格，若管理水平跟不上，易打乱流水作业的循环时间，造成窝工；另外，不能充分利用采场空间和作业时间，也不能充分发挥设备和人员的能力，影响了劳动生产率的提高。

最小抵抗线一般为0.6—0.9米。

(2) 工作面运搬:

从1955年开始, 工作面运搬主要采用电耙子。在矿体倾角大于38°时, 采用重力运输。

目前采用的电耙绞车, 见表1—1。

表1—1

型 号	牵引力 (公斤)	钢绳直径 (毫米)	卷筒宽度 (毫米)	卷筒直径 (毫米)	电机功率 (千瓦)	电机转数 (转/分)	卷筒外径 (毫米)
4—15	1356	11—14	152	300—385	14	1500	580
2DPJ—30	2800	14—16	160	280	30	1500	510

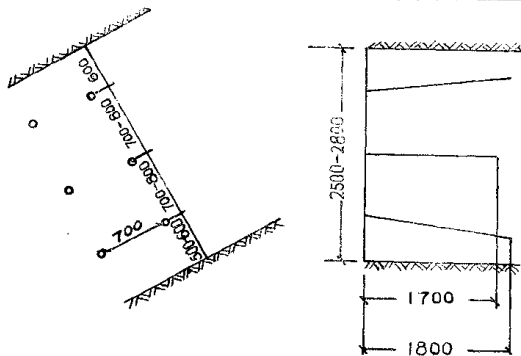


图1-5 一层矿炮眼布置示意图

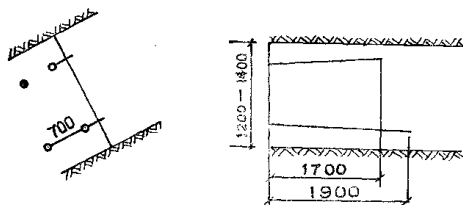


图1-6 落层矿炮眼布置示意图

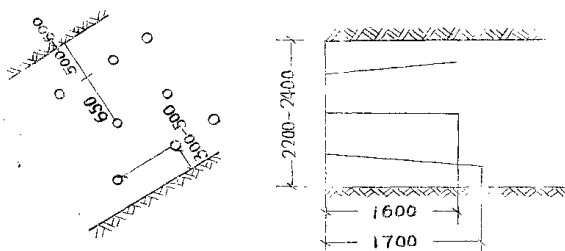


图1-7

合层砂炮眼布置示意图

耙斗为铸造式，耙斗牙为高锰钢安装式，其耙斗规格，见表1—2。

表1—2

耙斗容积 (立方米)	高 度 (毫米)	宽 度 (毫米)	长 度 (毫米)	重 量 (公斤)	耙 取 角 (度)
0.25	500	1000	1760	220	55

电耙绞车安装在工作面下部沿走向的电耙道内，通过两个导向轮和一个尾轮进行采场耙矿。见图1—1（1页）。

当工作面推进时，每隔一个月左右电耙绞车向工作面推进方向挪动一次。

尾轮的悬挂应保证耙斗的运行线路与柱挡中心线一致，悬挂高度应比矿堆高200毫米左右，以减少钢丝绳与矿石摩擦。尾轮挂在铁箍子上，铁箍子打进与矿壁成 60° 的浅眼中。首绳与尾绳的导向轮挂在打在电耙道下帮的铁箍子上。

耙斗的装满系数与耙斗的结构形式，耙取角，坡度，耙斗速度和块度有关；耙矿效率与耙运距离，装满系数，工时利用等因素有关。耙运距离小于60米为佳，装满系数0.7—0.9，设备利用系数为0.4—0.6。耙子头重量有加大的趋势。

4、顶板管理

该法顶板管理是采用全面陷落法，多年来他们积累了一些经验，现将其不同条件下的管理分叙如后。

(1) 一层矿的顶板管理：

1) 顶板岩石性质：

一层矿的开采厚度为1.3—3.5米，直接顶板黑色页岩厚为6—8米，其上为2—3米的老顶砂岩，再上是页岩、石灰岩、黄土。矿层上部有一层厚0.1—0.3米的伪顶泥质页岩，随落矿而冒落，黑色页岩含砂质，性脆呈层状，一般较稳定，其稳定性随砂质的含量、断层的

多少、开采深度、节理等等因素而变化。

2) 顶板活动现象:

长壁工作面的形成,一般从上山拉开,当工作面面向前推进10—15米,时间经过15—20天左右,压力还不小,仅仅将柱帽压扁,很少有柱子折断现象。第二次放顶以后,第三次放顶(有时是第四次)之前,经常会出现一次巨大的压力,有时能把柱子折断一半左右。若不及时维护和放顶,就会有垮顶的危险。这次巨大压力过后,就很少有这样大的压力。出现这种现象的原因是由于第一、二或三次强制放顶以后,直接顶板页岩只能冒落2—3米左右,上部还有4—5米页岩还未冒落,当工作面继续向前推进时,页岩自然崩落,但直接顶板页岩的崩落高度不足以支撑老顶砂岩,因而形成大的悬顶,产生巨大的集中地压作用于柱子上。这种现象周期性出现,矿山称为老顶周期二次来压。如采高大于2米时,每次放顶前都会有一次大压力;采高小于1.5米,每3—4次放顶时,也会出现一次巨大压力。按照煤矿惯例,这类顶板称为二级顶板。并用免压拱理论解释顶板来压现象,成功地指导生产。

经过二、三次放顶后,如无其它特殊影响,顶板活动即转为一般正常状态,所谓正常状态,即放顶后,冒落高度大于4—5米,隔3—5天控顶4—8米才会有较大压力,使柱帽有显著变形。经过10天左右,又会有相当大的压力使支柱压断20%左右。如顶未放好,则压力会提前一、二天出现,将柱子压断50%左右。采高大于2.5米时压力也会来得早些,7—8天来一次大压力,以后每隔一、二天不断来压。

工作面上压力分布及变化情况,一般倾斜方向距上部矿柱15米以下和距下部矿柱7米以上的区域内压力较大,其他区域内压力最大值相当于它的75%,压力最大点发生在距上部矿柱的2/3采场斜长处,其压力约为18—64吨/平方米;沿走向方向的压力是距工作面愈远压力愈大,最大压力是在密集支柱和二排柱子之间,压力值为18—33吨/平方米。

顶板下沉,一般当采高为2米时,密集支柱上顶板的下沉量为10—20公分,在这种下沉量范围内,顶板不发生明显裂纹。若维护不好,支柱折断数量过多,若不及时补齐缺少了柱子,顶板会下沉60—90公分,伴随出现许多裂纹。以后就不再有明显的下沉,压力也不再显著增加,但这时工作面支柱已基本失去支护作用,是工作面全部或局部垮落的前兆。对于这种现象的解释是当顶板下沉接触到冒落之岩石上,即被支托住;直接顶的下沉量超过老顶下沉量,摆脱了老顶的压力,减轻了支柱的负荷。一旦老顶断落,工作面即不可避免的出现大垮顶。

顶板暴露面积,在刚放完顶后,顶板允许的暴露面积,对比较稳定的顶板,8小时内允许暴露 $1.5 \sim 2 \times 10 \sim 15$ 平方米;不稳定顶板允许暴露 $1.5 \sim 2 \times 3 \sim 5$ 平方米。

为了管理好顶板,庞矿将顶板分为几级。

一层矿根据矿厚、自然类型分成四类:

第一类:赤铁矿厚度小于1.8米;

第二类:赤铁矿厚度在1.8—2.6米;

第三类:赤铁矿厚度大于2.6米;

第四类:磁铁矿。

每类根据顶板条件,断层密度,采场构成尺寸,矿石物理力学性质等,每类分成三级,共四类12级。

根据上面的分级,采取了如下的维护措施:根据不同的类级,木柱支护分成单一、间隔

二合一、全部二合一、均带柱帽，长度大于0.8米，柱高深0.1—0.15米，木柱直径18—20公分，柱子与顶底板成80—83度角。柱子排距1.4—1.5米，间距0.8—0.9米。放顶步距一般为2—4排，即2.8—5.6米，控顶2米，悬顶距为4.8—7.6米。第一次放顶步距一般为通常放顶步距的1.5—2倍。

切顶方法系用单排密集支柱进行切顶。其密集支柱的形成方法是在原来的柱子中间补加柱子来形成。密集柱子间距为0.3—0.5米，每隔5米留一个回柱口，极个别的情况下用双密集支柱或木垛切顶。根据顶板情况，如需打放顶眼，放顶眼位置应在切断线以外，距密集支柱0.5—0.7米，间距2米、眼深1.6—1.8米，角度与顶板成60°交角，方向：沿走向、倾向交角平分线方向。必要时，打横切断眼，下部从下向上打，上部从上向下打，放顶眼距密集支柱0.7—0.8米。

放顶分机械放顶和人工放顶。机械放顶，从下而上，由旧密集至新密集，进行放顶。人工放顶，根据顶板情况，人工用斧砍一部分，其余木柱钻眼崩掉放顶。

合层采及薄层采矿的顶板管理：

顶板岩石性质：合层和薄层的采高大约1.2—2.2米，顶板是一层矿的底板砂质页岩，其厚度为0.8—1.2米，上面是一层矿采场冒落区，砂质页岩呈灰色，粘结力强，易破碎，裂隙很多，上部冒落之页岩经过半年至1年压实，会形成有一定粘结力的再生顶板，暴露出来也不易冒落。如下部开采和上部采空时间间隔不长，顶板如发生漏矸，碎石会漏下，但冒落高度不会大于1米。因为这层顶板受到开采一层矿时爆破、扒矿和打柱窝的震动，稳定性已被破坏。

从上可知顶板稳定性很差，其上又有碎石复盖，故作用在支柱上的压力很大，较采一层矿时更为明显，来压较快。这种顶板比一层矿顶板容易管理。虽然每放一次炮压力立刻来到，但压力增长缓慢均匀，没有压力突然增长的现象，因此垮顶事故极少。顶板压力大约为20—25吨/平方米。

工作面放一次炮后就有压力，柱帽被压缩1—2公分，即使不放炮，经过8小时后也会压缩1公分，支柱经过四天才被压缩。当悬顶距达到5米时，密集支柱上的顶板剧烈下沉，使密集支柱折断80%左右，二排柱子折断50%左右。顶板下沉量较一层矿为大，约0.2—0.6米，这说明顶板已有断裂发生，并上下错动。

由于顶板薄不稳定，很容易发生冒落、出现漏矸。当局部冒落在0.3以下时，其顶板管理常用打临时柱子方法防止继续冒落，当冒落高度达到全厚时，造成透顶，致使上部碎岩涌下时，待其稳定不涌后，清出涌石，用架门与棚子并列顶。用这种方法消除冒顶事故是很有效的。

合层和薄层顶板各分为三级顶板，其根据为顶板物理力学性质，上部回采情况及时间，矿块构成尺寸，顶板厚度、矿厚、断层密度等因素确定之。

合层采放顶步距：第一次放顶距5排，以后为2—3排，排距1.5米，间距1.8米。

薄层采放顶步距：第一次放顶距5—7排，以后4—5排，其它同一层矿。

平巷运输，采用0.75U型矿车，人工放矿，用7吨或10吨电机车牵引运到溜井。

5、主要技术经济指标

见表1—3

主要技术经济指标

表1—3

直接工效	5.83吨/工班	导火线消耗	0.96米/吨
平均强度	160.5吨/队·日	钎子钢消耗	0.038公斤/吨
千吨采掘比	40.36米/千吨	合金头消耗	0.319个/吨
坑木消耗	0.00694立方米/吨	回采率	72.5%
炸药消耗	0.31公斤/吨	贫化率	22.52%
雷管消耗	0.407个/吨	成本	13.2元/吨

6、采矿方法评价

(1)使用条件:

该法适应开采顶板岩石不稳固,厚度小于3—4米,倾角小于35°的层状矿体,而且地表允许崩落。

(2)优点:

采准布置比较简单,生产能力大,劳动生产率高,损失、贫化小和通风条件好。

(3)缺点:

坑木消耗量大,支护工作劳动强度大,顶板管理复杂。

乙、下向漏斗房柱法*

1、构成要素

矿块采准布置,如图1—8(9页)。

(1)阶段高度30米;

(2)矿块长度8—10米;

(3)运输巷道采用双轨单巷;

(4)溜矿口:溜矿口在采准巷道的下帮向上穿层开凿,开口底边距运输巷道底板1.8米。先以45°坡度掘1.5米,然后再以60°掘至开采矿层,规格为1.5×1.5米,断面积2.25平方米,漏斗间距8—10米;

(5)安全口:安全口在巷道下帮穿层开凿。开口底边距巷道底板0.5米。倾角15°—20°,规格1.5×1.8米,断面积2.7平方米。

2、切割工作

(1)电耙子通道:电耙子通道作在开采层位内,底板与开采层位底板一致,是沿走向将相邻两个溜矿口贯通。规格2×1.5米,断面积为3平方米。

(2)上山:上山布置在矿层中间,沿倾斜层位开凿。规格2×1.5米,断面3平方米。上山底板即开采矿层底板。下与溜矿口,上与安全口相通。作为耙矿通风、爆破自由面之用。

(3)切割槽:在安全口处上山两侧作切割槽,规格2×1.5米。长度等于矿房跨度,一般为6—8米或8—10米。回采工作由切割槽内开始。

3、回采工艺

回采工作由矿房上部切割槽内开始。首先在上山与切割槽贯通处,以不超过上山高度

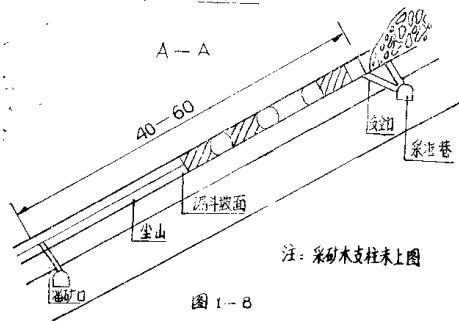
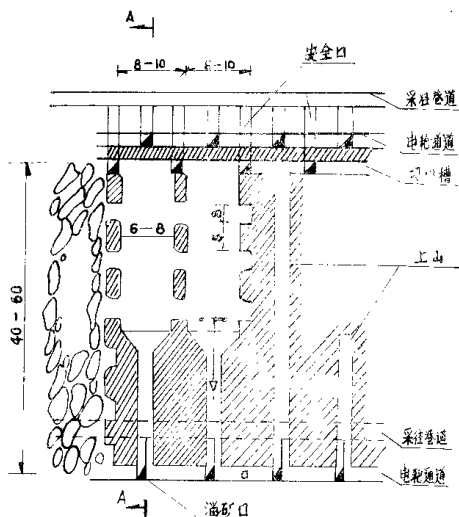


图 1-8

(最好按自然层面界)刷下向漏斗。漏斗坡面与上山夹角约成 45° 。漏斗坡面长3—4.5米,视一层矿的稳定程度和矿房跨度而定,一层矿稳定,矿房跨度大取大值,反之取小值。在刷漏斗的同时把切割槽顶的矿石挑下(如顶板允许作切割槽顶时可直接暴露顶板即不存在挑顶矿)。漏斗形成后即可进行凿岩、爆破、运输、支护的正常循环作业,直至采到下部溜矿口。在回采过程中,应根据顶板稳固程度留下两个矿房间的间隔矿垛或连续矿壁。矿房主要尺寸:斜长40—65米。矿房跨度8—10米,净跨度6—8米。矿垛(矿柱)规格 2×5 米。

(1)落矿:

采用浅眼爆破法落矿。凿岩用7655型风动凿岩机、一字形片状或柱齿合金头、钎钢直径22毫米。炮眼直径38—42毫米。炮眼方向平行于上山方向,刷漏炮眼方向也可垂直坡面线布置。最小抵抗线0.7—1米。眼深1.6—1.8米。压顶、刷帮炮眼均可布置成三角眼排列和二排眼排列。如图1-9和1-10。

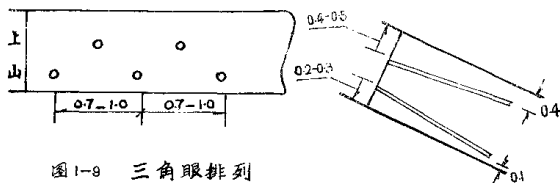


图1-9 三角眼排列

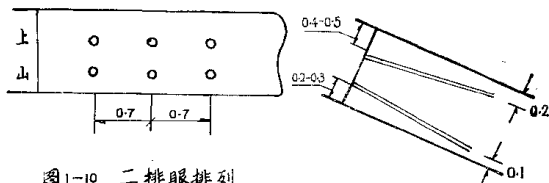


图1-10 二排眼排列

炮眼排列可根据矿石的硬度和可爆性等实际情况调整。爆破用炸药为乳化油和2[#]岩石炸药。药卷为圆柱形,直径32毫米,长200毫米,重量150—170克/卷,炮孔装填参数,顶眼装药量占炮眼全长的三分之一,底眼装药量占炮眼全长的二分之一。炮眼剩余部分用炮泥堵塞。8[#]工业纸壳雷管起爆。用明火束把一次点燃。束把每6—8根导火线加一个专用引火帽束为一把。每把间用一根延时导火线联接。起爆顺序先刷漏、后压顶,靠延时导火线控制。每眼爆破顺序由导火线控制。一般相差10公分。

(2)工作面运搬:

工作面运搬采用电耙子运搬。电耙功率为30千瓦。耙头采用钢轨和铁板焊接而成的开式箱型轻便耙头。容积0.25立方米，高0.5米，宽0.7—0.9米，长1.76米，重220公斤，扒角55°。因耙矿较集中，为提高耙矿效率，也可采用铸钢耙头。

电耙绞车安放在下部通道内，用木柱稳定。钢丝绳直径为11—14毫米。由二个变向滑轮和一个尾轮引入工作面举动耙头耙矿。一般情况下漏斗坡下矿石人工扒。如果矿房跨度较大上山偏向矿房一侧，造成漏斗坡面较长时，可加二个变向轮分次耙矿。尾轮悬挂固定位置应尽量选在耙绳与顶、帮、矿石堆不发生磨擦的位置。变向轮应在溜矿口上部尽量和电耙滚筒中线对正，偏角不宜过大。固定滑轮是用铁箍子安在专门打的炮眼内，炮眼与矿壁夹角不应小于60°。

(3) 支护：

支柱用18公分以上的圆木立柱。根据顶板的情况布置，不受间、排距限制。

(4) 放顶：

放顶有人工和机械放顶两种形式。如采场正对安全口的矿房可用机械放顶，否则用人工放顶。不论采用那种放顶方式，回柱均由下而上进行。人工放顶坑木回收率45—60%，机械放顶坑木回收率70—80%。

放顶时因矿柱片帮较严重，无法崩掉，所以顶板冒落並不很高，故采空区不能完全充实。

(5) 劳动组织：

采矿队为混合工作队，即由凿岩工、爆破工、支柱工、扒矿拉溜子装车及运矿等工种组成。沿用三班打眼、三班放炮、三班支柱、三班运矿的组织形式。

4、主要技术经济指标 见表1—4

主 要 技 术 经 济 指 标

表 1—4

采矿强度	148.6吨/队、日	炸药消耗	0.242公斤/吨
采矿工效	5.26吨/工班	雷管消耗	0.314个/吨
回采率	64.1%	导火线消耗	0.723米/吨
贫化率	15.46%	坑木消耗	0.0035立方米/吨(包括复用)
千吨采准比	37.42米/千吨	合金头消耗	0.0116个/吨或11.02克/吨
直接成本	1.912元/吨	钎子钢消耗	0.03公斤/吨

5、采矿方法评价

(1) 适应条件：

倾角在28—32度间的薄矿体，层状矿；顶板围岩不稳固，但暴露面积10平方米以内8小时不发生较大冒落。顶板冒落部分多呈三角块或板块状；开采高度2—3米之间，大于3米支护困难。

(2) 优点：

该采矿方法在顶板围岩不稳固易抽条冒落的地质条件下是一种可行的采矿方法，适应性强，通风良好。

(3) 缺点：

爆破后有时发生堵口现象，造成第一次挂扒绳困难，损失较大。

• 矿里称该采矿方法为下向漏斗采矿法。

二、龙烟铁矿黄田矿区

(一) 矿区开采技术条件

黄田矿区系宜龙式矿床，为浅海沉积铁矿床。矿层赋存在震旦纪串岭沟组底部，含矿带为砂页岩层。

矿床要素及矿石自然类型：矿体呈 状产出，走向近EW方向，倾向SE，倾角平均 15° — 25° 之间。矿石自然类型以磁铁矿为主，次为假象赤铁矿。矿石以肾状结构、鲕状结构为主，次为块状结构。矿石平均品位47.69%。含矿带自下而上分三部分：

1、矿下砂页岩

下部为黑色页岩夹薄层砂岩条带（粘板岩），厚约9米。上部为白色厚层石英岩（小白石英岩），厚约4米，本层为矿层底板。

2、含矿系

自上而下共分为四层，矿层间夹石三层。一、四层矿不稳定。二、三层矿较厚，且品位较稳定，为设计开采层位，可采高度1.8—3.1米。一、二层矿间夹层为黑色砂质页岩夹白色薄层砂岩、黑绿色铁质页岩（砂质板岩），厚度在0.55—0.9米之间。此层为回采中的矿房顶板。二、三层之间夹黑色薄层砂岩夹页岩，厚度较薄，平均厚度为0.42米。三、四层矿之间为灰白色含铁砂岩，平均厚度为1.23米，此层为回采中矿房的底板。

3、矿上砂页岩

由深灰色细粒含铁砂岩及黑色砂质页岩夹砂质条带组成，厚约15米。

整个矿区内，成矿后后期断裂构造发育，断层性质除部分逆断层外，均属正断层，在大断层附近有一系列小断层伴生。从揭露的情况看，由于花岗岩体侵入，受热裂蚀变作用使断层面重新胶结。所以，地质构造对矿层顶板稳定性影响不大。

岩石物理力学性质，见表1—5、1—6。

表 1—5

项 目	页 岩	磁 铁 矿	层间夹石	石 英 岩	粘 板 岩	大白石英岩
体 重		4.02	2.6			
普氏硬度系数(f)	8—12	18—20	10—15	18	15	20
松 散 系 数	1.5	1.7				

表 1—6

岩 种	抗压强度(公斤/平方厘米)		抗拉强度(公斤/平方厘米)	
	平 行 层 面	垂 直 层 面	平 行 层 面	垂 直 层 面
页 岩		1617—1876	71.5	65.3
磁 铁 矿	1068	4107	39.5	70.3
夹 石	922		19.9	14.7
石 英 岩	2254—3580			

矿区气候干燥,地表无大的水体。矿区地下水补给来源主要为大气降水,主要含水层为第四纪潜水和震旦纪长州沟组石英岩裂隙含水层中的裂隙承压水及裂隙构造中的脉状水体,生产中实际揭露,富水季节水量可达250—300吨/小时。

(二)采用的采矿方法为房柱法*

1、构成要素

矿块的采准布置如图 1—11。

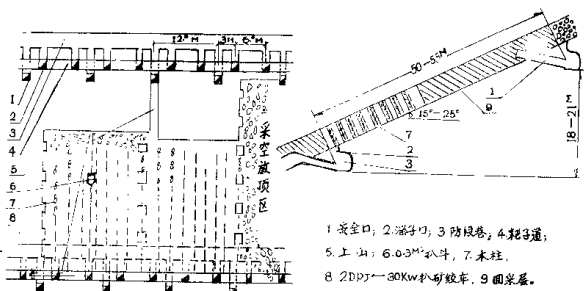


图 1—11 房 柱 法

(1)阶段高度18—21米;

(2)每隔6米开凿溜矿口,规格为1.5×1.5米,坡度55°—60°;

(3)每隔12米凿一个1.5×1.8米的安全口,坡度15°;

(4)矿房宽度:单矿房一级顶板净跨度20米、二级20米、三级顶板15米;双矿房一级顶板每个矿房净跨度15米,二级顶板每个矿房12米,三级矿房12米。

2、切割工作

沿矿体走向开凿 2×2 米的电耙道与各溜子口相通。

根据工程所揭露的地质构造情况而布置开凿矿层上山 (2×2 米) 与上一阶段平巷中的安全口贯通, 见图 1—11 (13 页)。

3、回采工艺

(1) 落矿:

矿房内采用 7655 凿岩机进行凿岩工作。孔深 1.8—2 米, 孔径 38—42 毫米。首先将耙子道刷开, 如果采高超过两米, 要将顶矿全部挑下来, 然后由下而上推进。炮孔均平行于上山, 以上山为爆破自由面, 见图 1—12。爆破用乳化油炸药, 8# 工业纸雷管起爆, 用导火线束把点火引爆。

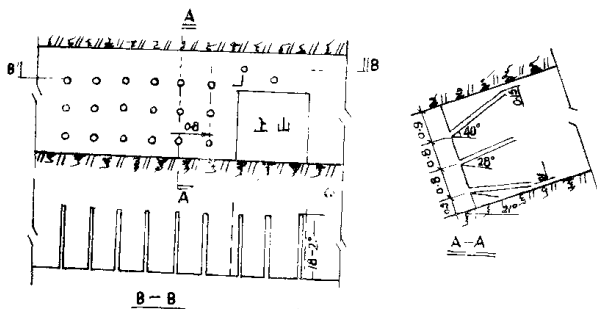


图 1-12 炮孔排列图

(2) 矿石运搬:

矿房内采用 2 DpJ—30Kw 耙矿绞车扒矿, 耙斗容积 0.3 立方米。将矿石扒到矿房内溜子口装车。

(3) 顶板维护:

矿房内采用木柱矿柱联合维护顶板, 矿房与矿房之间留有矿柱。

(4) 采场通风:

矿房内采用上行通风或下行通风均可。

(5) 顶板管理:

矿房回采完后要做好放顶的准备工作。放顶区内的矿柱在放顶前要首先回收 50% 左右, 余下部分要在放顶时全部崩落。矿房内木柱采用 JH₂—14 回柱绞车进行回收。放顶前根据矿房顶板压力情况, 顶板岩石连续性和坚硬程度而决定是否在临近继续回采的一侧打切断眼或切断沟进行强制切断崩落。

4、主要技术经济指标 (1980 年指标) 见表 1—7

表 1—7

采矿工效	6.7吨/工班	采矿成本(车间)	10.14元/吨
采矿强度	183吨/队、日	材料消耗	
表内矿石回收率	87.53%	炸药	0.3公斤/吨
采出品位	41.35%	雷管	0.41个/吨
贫化率	19.65%	导火线	0.92米/吨
采准比	20.62米/千吨	坑木	3.5立方米/千吨
	108.92立方米/千吨		

5、采矿方法评价

(1)使用条件:

房柱采矿法是回采矿石、围岩稳固的水平或缓倾斜矿体的一种有效的采矿方法。该矿用在矿体厚度4米以下的矿体,因该矿断层密度大,矿石、围岩坚硬,矿层顶板围岩中等稳固的条件下优于长壁法。

(2)优点:

- 1) 矿房生产强度高;
- 2) 凿岩工劳动强度小;
- 3) 有利于矿房顶板维护;
- 4) 垮顶事故少;
- 5) 矿石的表内回收率高。

(3)缺点:

- 1) 采场两侧通风有出现死角的现象;
- 2) 矿柱难于回收和放顶后顶板冒落情况不太好。

* 庞家堡矿称此采矿方法为逆挺采矿法。