

第四篇

现代矿山崩落采矿技术

第一章 单层崩落采矿技术

单层崩落法的特点是:矿块的回采按矿体全厚向前推进,在支护的岩石顶板下的回采空间作业;当回采工作面推进一定距离后,除保留继续回采所需的工作空间外,其余的空区撤除支护并崩落顶板岩石,以崩落顶板岩石处理空区和控制地区。

按照回采工作面的不同形式,单层崩落法分为长壁单层崩落法、短壁单层崩落法和进路单层崩落法。

第一节 长壁单层崩落法

长壁单层崩落法的结构与工艺如图 4-1-1 所示。

一、结构参数

对于用阶段划分的井田,矿块沿倾向长度(矿块斜长)为 30~60m,对于盘区划分的井田,矿块斜长为 150~180m 或更长。矿块斜长取值时应考虑顶板安全、电耙运距适当及行人、运料和牵引风水绳方便等。

矿块沿走向长度一般为 50~100m,最大可达 200~300m。其值通常根据大断层等地质构造带的自然界限和阶段内同时回采矿块数来确定。顶(底)柱宽度为 2~5m。

二、采切工作

包括掘进运输平巷、溜井和安全道,切割包括切割平巷和切割上山等,其布置原则基

本同全面采矿法。溜井间距 $5 \sim 6\text{m}$,断 $1.5 \times 1.5\text{m}^2$ 。安全道间距 $10 \sim 12\text{m}$,断面 $1.8 \sim 2.0\text{m}^2$,切割平巷断面 $2 \times (2 \sim 3)\text{m}^2$,切割上山断面同切割平巷。

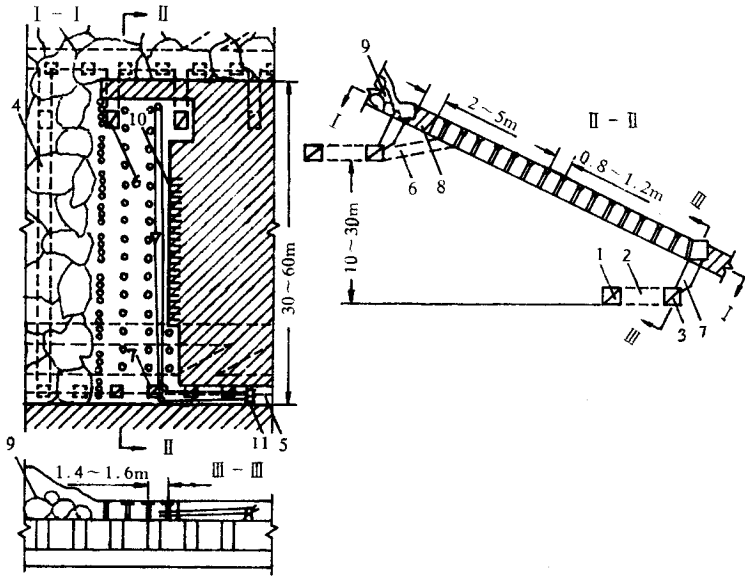


图 4-1-1 长壁单层崩落法

1—运输平巷 2—联络巷道 3—装车平巷 4—切割上山 5—切割平巷；
6—安全道 7—溜井 8—顶柱 9—崩落区 10—炮孔 11—电耙绞车

三、回采工作

从矿块一端的切割上山开始 ,以直线或阶梯工作面沿走向单层逐次推进。

1. 崩矿 :对于坚硬矿石 ,一般用浅孔崩矿。对于松软矿石 ,有的矿山用电钻凿岩爆破崩矿 ;有的矿山用风镐刨矿。有些硬质粘土矿用松动爆破加风镐助刨 ,以提高崩矿效率和降低粉矿量。

2. 出矿 :采用功率为 $14 \sim 30\text{kW}$ 电耙绞车、容积为 $0.2 \sim 0.3\text{m}^3$ 耙斗出矿。电耙效率与矿体倾角、底板平整度有关。有的矿山把耙斗串联起来出矿 ,略可提高效率。矿体底板起伏不平且矿石松软时 ,为减少耙矿贫化 ,一些矿山采用人力装矿、链板钢绳胶带运输机运矿。

3. 地压控制 地压控制包括支护和空区处理。当出矿结束后 ,为了继续回采的需要 ,及时支护工作面顶板。支护多用木柱 ,其形式主要有带柱帽的单柱和木棚子。前者用于大面积支护顶板较稳固的采场 ,后者用于大面积支护顶板较破碎的采场或局部支护溜井上方顶板。在局部地压较大或局部冒顶地段 ,也用丛柱和木垛。支护参数视岩石稳固性和地压大小而定 ,一般排距 $1.4 \sim 1.6\text{m}$,每排中柱距 $0.8 \sim 1.2\text{m}$,直径 $150 \sim 240\text{mm}$ 。除

木柱外,还有金属柱、锚杆、液压掩护支架和矿柱等。金属柱支力比木柱大,能多次复用,但重量大,使用不便。锚杆配合木柱使用,以增大木柱间距。液压掩护支架用于赋存稳定的矿体。矿柱常留于上下阶段交界处(顶、底柱)和断层两侧。

当工作面推进到一定距离后,为减少顶板的暴露面积和顶压,除了保留维护回采工作空间中的支柱外,撤除其余空区中的全部(或部分)支柱,以崩落顶板岩石处理空区,这工作称放顶。每次放顶时沿走向所放落的宽度或距离称放顶距,此距常为2~4排的木柱跨度。每次放顶后在放顶区一侧所保留的能正常回采的顶板最小宽度或距离称控顶距,此距多为2~3排的木柱跨度。每次放顶前所暴露的顶板最大宽度(即长壁工作面与顶板崩落区内限间的最大距离)称悬顶距。悬顶距等于放顶距与控顶距之和。这三距(图4-1-2)是顶板管理的重要参数,根据顶板岩石稳固性、支柱类型和工作组织等条件合理确定,以利支护和放顶。

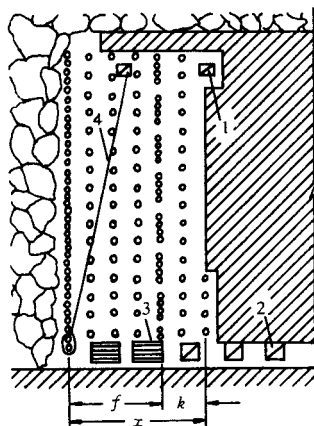


图 4-1-2 放顶作业

1—安全道 2—溜井 3—已封闭的溜井 4—回柱绞车钢丝绳 ; f 、 k 、 x —放顶距、控顶距、悬顶距

放顶时,首先加密放顶距和控顶距交界线上的一排支柱,形成单排(地压大时为双排)的大部分不带柱帽的密集支柱(也称为切顶支柱),以切断顶板和隔离崩落区。然后用安于上阶段的回柱绞车,沿放顶区对角线方向自下而上、自远而近地逐步撤除并回收支柱。一般情况下,随着回柱的进行顶板便自然冒落,若预计顶板岩石不能自然冒落,则适当辅以凿岩爆破诱导崩落。

4. 通风 采用如图4-1-1所示的脉外单线双巷采准时,清风由阶段运输巷道经人行天井、切割平巷进入工作面,清洗后的污风经安全道排至上阶段巷道。采用单巷采准和双阶段回采时,为减少采场污风串联和漏风,须在运输巷道内增设局扇辅助通风,并严密封闭老巷。

5. 回采顺序 多阶段同时回采时,上阶段应超前下阶段,其超距应保证上部放顶区的

地压稳定为原则,一般不小于 50m。每矿块的回采工作面 and 整个阶段回采一般都沿后退方向推进。矿块中如有断层时,应使工作面与断层面成一定的交角,力避两者平行。此外,工作面应由断层的上盘向下盘推进,如图 4-1-3(a)所示,使回采工作面矿层和三角顶岩托住断层上盘岩体,以减小支柱压力。如推向相反,即图 4-1-3(b)所示,则断层下的岩体直接压在支柱上,易压坏支柱造成冒顶事故。当回采多层矿时,上层矿的回采应超前于下层矿,下层矿应在上层矿采空区地压稳定后才能回采。

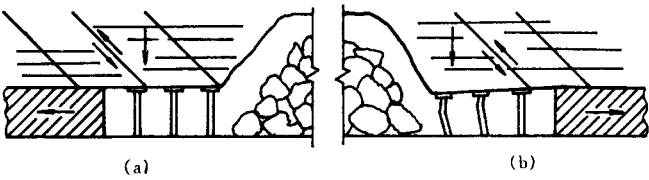


图 4-1-3 工作面推进方向
(a)由断层上盘向下盘推进 (b)由断层下盘由上盘推进

第二节 短壁单层崩落法

若顶板岩石稳固性较差而采用长工作面不易控制顶板压力时,可采用如图 4-1-4 所示的短壁单层崩落法。其特点是:在上下阶段巷道之间,掘进分段巷道把长工作面缩短,用短工作面(长度为 20~30m 以下)进行回采。回采作业与长壁单层崩落法基本相同。上部短工作面超前于下部,上部采下矿石经分段巷道、上山耙至溜井,由运输巷道运走。

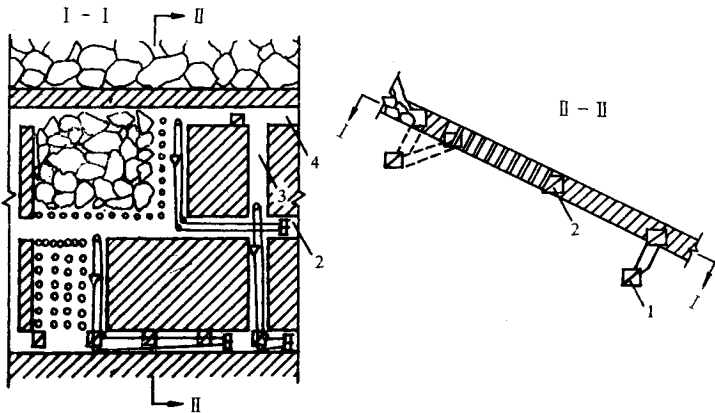


图 4-1-4 短壁单层崩落法
1—阶段运输巷道 2—分段巷道 3—上山 4—联络巷道

第三节 进路单层崩落法

若顶板岩石稳固性更差而采用短工作面也不容许时,则采用如图 4-1-5 所示的进路单层崩落法。其特点是:用上山或分段巷道把矿块划分成沿倾向的条块或沿走向的分段,从上山或分段巷道两(或一)侧用进路展开回采。每条进路的回采作业与长壁单层崩落法基本相同。进路宽度视顶板岩石的不稳定程度而异。顶板岩石很弱时,采用宽度为 2.0~2.5m 的窄进路,顶板岩石稍稳时,采用宽为 5~7m 的宽进路,以提高进路生产能力。进路采完后便放顶。有的为避免贫化和改善进路支护条件,在进路的采空侧留有宽为 1.0~1.5m 的临时矿柱,待放顶前回收。

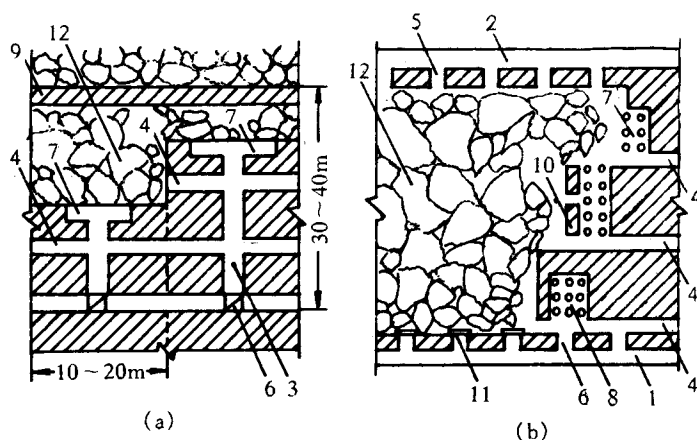


图 4-1-5 进路单层崩落法

(a)从上山拉开进路 (b)从分段巷道拉开进路

1—阶段运输巷道 2—回风巷道 3—上山 4—分段巷道 5—安全口 6—溜井;
7—窄进路 8—宽进路 9—顶柱 10—临时矿柱 11—隔板 12—崩落区

第四节 单层崩落采矿技术分析

1. 适用条件 单层崩落法开采顶岩不稳固,围岩与地表容许陷落,厚度小于 3m,倾

角小于 30°的层状矿体。

2. 优、缺点 长壁单层崩落法同其他单层崩落法相比 ,采准和矿块结构较简单 ,工人劳动生产率和矿块生产能力较高 ,矿石损失和贫比较小 ,脉外双巷采准时通风条件较好。但坑木消耗量和支护劳动量大 ,顶板管理复杂。

短壁单层崩落法和进路单层崩落法工作面短小 ,回采灵活性大 ,对弱顶板岩石的适应性强 ,但矿块的劳动生产率和生产能力均低于长壁单层崩落法。

3. 主要技术经济指标 单层崩落法的主要技术经济指标见表 4－1－1。

表 4－1－1 单层崩落法主要技术经济指标

项 目	矿 山					
	庞家堡铁矿	焦作粘土矿	王村铝土矿	湘潭锰矿	湖田铝土矿	明水粘土矿
采矿方法	长壁式	长壁式	长壁式	短壁式	短壁式	长壁式
采切比(m/kt)	30 ~ 40	—	9.51	—	28.5 ~ 41.3	10
矿块生产能力 (t/d)	100 ~ 150	120	200	—	100(两个 短壁面)	200 ~ 230
采矿工班效率 (t/人班)	5.8	5.5	5.4 ~ 5.7	2.55 ~ 3.0	4.0	4.6
坑木消耗(m ³ /kt)	10 ~ 11	12	8.34	21	12.6	8.6
炸药消耗(kg/t)	0.3	0.02 ~ 0.03	0.196	0.34	0.72	—
矿石损失率(%)	22 ~ 30	17	15	10	20.4	15
矿石贫化率(%)	4.6 ~ 5.5	—	5.0	—	8.0	5
矿石成本(元/t)	13.20	3.28	—	21.5	8.5(工作面 作业成本)	—
坑木回收率(%)	34.6	80	90	—	—	65
坑木复用率(%)	24.5	60	—	—	80	55

第二章 分层崩落采矿技术

分层崩落法如图 4-2-1 所示,其特点是:把矿块划为分层,按分层自上而下回采,上分层采完矿石,铺设假底和放顶处理空区后,上部破坏的假底、丢弃的支柱和崩落的覆盖岩石降落在上分层的假底上,形成缓冲垫层。上分层假底是下分层的保护假顶和废石隔离层,在上分层假底下的回采空间作业。

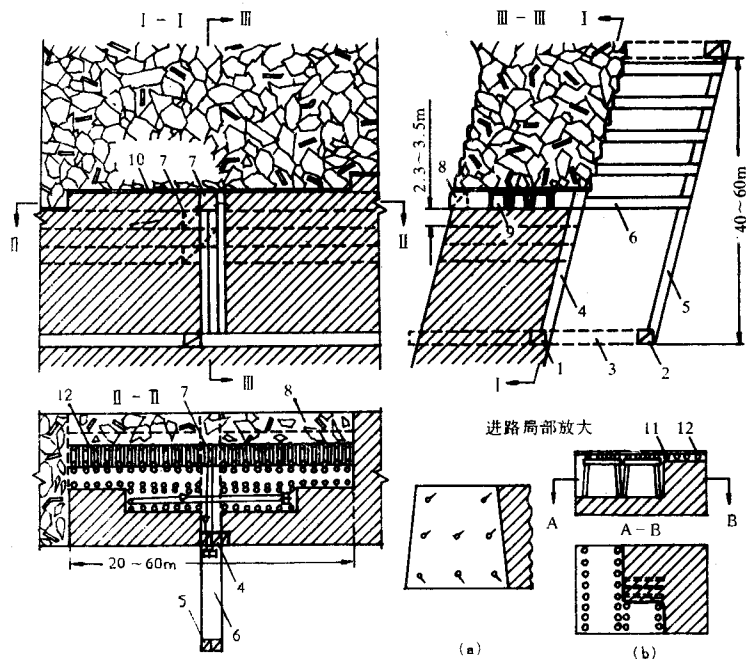


图 4-2-1 分层崩落法

1、2—阶段脉内、外运输干巷 3—横巷 4、5—脉内、外天井 6—分层联络巷道;
7、8—分层切割横、平巷 9—进路 10—假底(顶) 11—地梁 12—垫板;a、b—进路正面、侧面凿岩

第一节 结构参数

矿块高度应有利于出矿、支护和通风。如矿体倾角小而矿石不能沿溜井自溜时,矿块高度不大于 20 ~ 25m。如矿体倾角大而使用脉外天井时,可取 50 ~ 60m,脉内天井取 30 ~ 40m,因脉内天井过高时其本身支护和采场通风条件差。

矿块长度应与出矿方式、分层回采翼数和溜井通过能力等相适应,一般不超过 60m。矿块宽度常等于矿体水平厚度,一般不大于 30m。

分层高度主要同采场地压大小和支护方法有关。当地压很大时取 2 ~ 2.5m,一般条件下取 2.6 ~ 3.2m;当顶板条件较好而采用宽进路时,取 3.5m。

第二节 采切与回采

一、采切工作

采准包括掘进阶段运输巷道、天井、溜井,第一分层平巷,切割是掘进第一分层切割横巷。

采切巷道类型和布置方式主要同矿体厚度等有关。对于中厚或厚矿体,一般按脉外或脉内外联合采准方式掘进阶段运输巷道、矿块天井和溜井,并逐层掘进分层联络巷道(上下分层错开布置)如切割平(横)巷后,便可以进路回采。对于薄矿层,一般在脉内或脉外采准即掘进脉内运输巷道、矿块天井、溜井和分层联络巷道后,无需切割便可逐层沿脉展开回采。

每矿块至少要有两条行人道(天井或上山),其中一条(天井)设出矿、行人和通风(提升)三格,另一条可为两格。脉内天井应以密集框架支护。开设脉外天井有利于通风、行人和安全。

分层采切巷道高度常与分层高度相等,当分层高度大时,亦可低于分层高度,这还利于掘进下分层巷道。

二、回采工作

分层回采可从矿块一翼推向另一翼,也可两翼同时推进。相邻矿块回采分层的超前高差不大于两个分层高度,水平超前距离不小于 10m,以防假顶破坏和地压威胁。

从进路正面或侧面钻凿浅孔崩矿。侧面凿岩便于与支护和出矿平行。孔深不大于 1.5~1.8m,否则易破坏假顶。用 15~30kW 电耙或气动装运机出矿。随后,用木立柱或木棚子等按 1~1.5m 间隔支护进路,撑住上分层木假底地梁或钢筋混凝土假底。以上各作业重复数次把整条进路采完后,便沿这进路底板铺设假底。

假底多用木垫层。在进路底板按等距纵铺几排长地梁,同排搭接;在地梁上横铺密集的木板、板皮和小(大或半)圆木(这些也称垫板),或掺铺竹笆,上下钉紧。地梁将来由下分层进路中的支架撑托。三个首采分层的地梁上多铺些圆木,以下分层少铺些或不铺。矿体不够陡时,每分层上盘处要增加地梁和圆木数量。此外,假底还可用钢筋混凝土等构筑,此略。

两(三)条进路先后采完并铺好假底后,除在后采完的进路侧壁和崩落区之间维护一条已采进路外,余下的一(二)条进路可一次放顶。若地压大,也可“采一、放一”。放顶方法类似于长壁单层崩落法。对于首采分层,如预计覆盖岩石不会自然崩落,则应将其强制崩落,以形成厚度不小于 6~8m 的崩落岩石垫层。

该法通风较困难。为有效排除独头进路回采时产生的污风和空区大量积木腐烂时发出的废气,工作面须安设局扇通风。清风从脉外天井上,经分层联络道流入工作面,清洗后的污风沿联络道和脉外天井的风筒排至上阶段。

三、方法评价

1. 适用条件 该法适用条件是:矿石的有用成分高,价值大;矿石松软破碎,上盘和矿体覆盖岩石稳固性差(易自然崩落);矿体倾斜、缓倾斜厚度不小于 5~6m,或急倾斜厚度不小于 2m,地表与围岩容许陷落。

2. 优、缺点 该法矿石损失率与贫化率低,工作面可手选,采空区可堆废石,能适应矿体形态的变化。但矿块生产能力和工作面工效低,木材消耗量高,劳动强度大,采场通风差,有火灾危险。鉴此,国内外曾对该法做过许多改进,如采用宽工作面,金属网、钢筋混凝土和柔性掩护假顶等。但这些改进成效甚微,该法使用更为有限,甚至有可能为下向分层胶结充填法所取代。

3. 主要技术经济指标

分层崩落法的主要技术经济指标列于表 4-2-1。

表 4-2-1 分层崩落主要技术经济指标

名称	矿块生产能力(t/d)	工作面工效(t/人班)	采切比(m/kt)	矿石损失率(%)	矿石贫化率(%)
会泽铅锌矿	45 ~ 50	2.69 ~ 2.98	10.5	11.6 ~ 22.88	13.24 ~ 14.14
云锡老厂锡矿	50 ~ 60	4 ~ 4.5	25 ~ 30	2 ~ 10	3 ~ 19
云锡马拉格锡矿		3 ~ 4.5	30 ~ 35	5	10
武山铜矿	54 ~ 104	3.97		2.34	13.93
阳春硫铁矿		3.84	17.16	16 ~ 20	8
东乡铜矿	60	4.2	19	14	7
平和铜矿	30 ~ 40	1.6 ~ 2.0		9	3 ~ 5

第三章 无底柱分段崩落采矿技术

无底柱分段崩落法的特点是：将阶段矿体划为分段，自上而下回采分段，在分段巷道内崩矿和出矿，在崩落的岩石覆盖下出矿，以崩落围岩处理空区并控制地区。

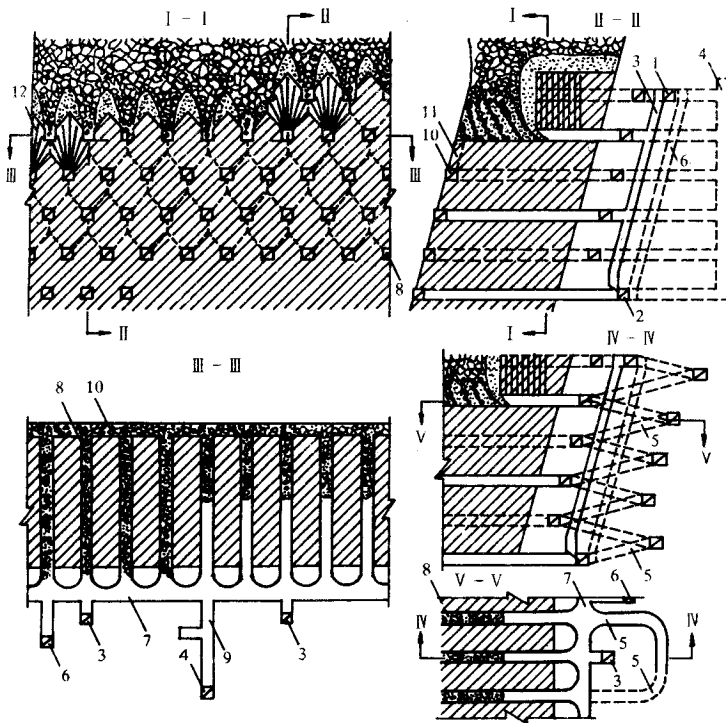


图 4-3-1 无底柱分段崩落

1、2—上、下阶段脉外运输平巷；3—溜井；4—设备井；5—斜坡道；6—人行天井；
7—分段联络平巷；8—进路；9—设备井联络道；10—分段切割平巷；11—切井；12—上向扇形深孔。

分段崩落法根据底部结构分为无底柱分段崩落法与有底柱分段崩落法。同下节的有底柱分段崩落法相比,无底柱分段崩落法在分段上不设带有受矿巷道的底部结构。

无底柱分段崩落法如图 4-3-1 所示,先掘进设备井、溜井、通风天井、分段联络道和进路等,然后在矿块分段前端形成切槽。用自进路钻凿的上向扇形深孔崩矿,崩下矿石在崩落岩石覆盖下用无轨设备从进路端部装运至溜井,紧随矿石下降的覆盖岩石便充填空区。采准、凿岩和出矿分别在不同分段进行,互不干扰。

该法目前在我国地下铁矿山的比重约达 70%。

第一节 结构参数

矿块高度一般为 50~70m,若矿岩稳固,矿体倾角陡急,形态规整,高天井掘进有一定把握,高度可取大值。有的矿山将矿块高度增大到 80~90m,国外有的高达 100~150m。

矿块长度等于相邻溜井的间距(以一个溜井的负担范围划分矿块),矿块宽度等于矿体厚度,若矿体厚度超过 40~50m,则超厚部分按溜井负担范围再划分矿块。溜井间距根据出矿设备运距取定,适当考虑溜井承受磨损能力。使用装运机时,进路垂直走向布置时,溜井间距为 40~60m,沿走向布置时,为 60~80m。使用铲运机时,溜井间距增至 150~200m。

分段高度主要根据凿岩技术和矿体赋存条件确定。在矿体形态不太复杂、含夹石不多而不需选别回采时,当采用重型凿岩机(有效孔深 15~18m)时,分段高度为 10~12m;采用中型凿岩机时,为 7~8m。分段高度取大值,可降低采切比。但过大,不仅凿速低,深孔质量差,而且大菱形面积不能适应矿体和夹石形态的变化,使矿石的损失与贫化增大。近年来,有些黑色金属矿山采用 15~24m 的高分段。

进路间距对矿石的损失与贫化、采准工作量和进路本身稳定性均有一定影响。进路间距多用 8~10m。

第二节 采切与切采工作

一、采切工作

采准包括掘进设备井(或采准斜坡道)、溜井、通风天井、分段联络巷道、进路等。切割巷道包括掘进切巷、切井等。

1. 设备井或斜坡道 设备井或采准斜坡道用于上下分段间人员、设备和材料等的运送,兼用作通风。

(1)设备井:中型矿山一般在设备井的同一中心安装两套提升设备,一套为电梯轿箱,运人和小料;另一套为慢速绞车,运设备(运时轿箱置于井底过道,其钢绳置于井侧)。大型矿山分设电梯井和设备井,设备井安装大功率绞车吊运整体设备。小矿山或大矿山中的孤盲小矿体,可设简易设备井,统兼各种用途。

设备井一般布置于本阶段陷落带外的下盘岩石中。若矿体陡,下盘岩石不稳固和主要开拓巷道靠近上盘方向时,此井也可布置于上盘。矿体长度大时,依需要沿走向约300m布置一设备井。设备井断面如图4-3-2所示,其规格由运送的设备决定。

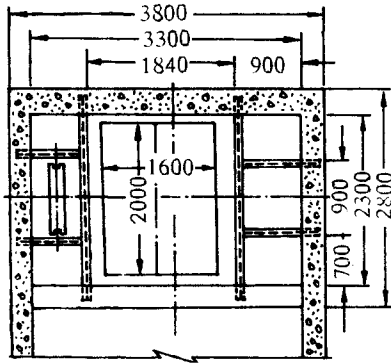


图 4-3-2 电梯设备井断面

(2)采准斜坡道 随着铲运机的应用,分段与阶段水平间常用如图4-3-2中Ⅳ—Ⅳ、Ⅴ—Ⅴ剖面所示的采准斜坡道连通。采准斜坡道的间距为250~500m,坡度为16%~25%,宽度为设备宽再加0.9~1.2m,高度为设备高再加0.6~0.75m,路面用混凝土、沥青或碎石铺设。

2. 溜井 一般每个矿块只需要一个溜井用于出矿。如有大量夹石剔除或脉外掘进,可依岩石量多寡,每一两个矿块设一废石溜井。如须分级出矿,可视各品级矿分布情况,在适当位置增设分级溜井。

溜井一般布置于脉外,这样生产上灵活、方便。为避免上下分段同时卸矿的互相干扰,卸矿道不与溜井直通,通过分支溜井斜通(图 4-3-3)。为有利于装运设备有效运行,溜井受矿口与最近装矿点间的距离应大于 6m,用铲运机时还应加大。

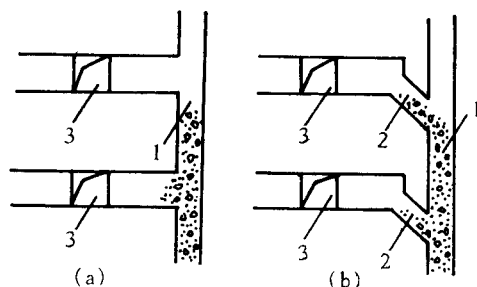


图 4-3-3 溜井与卸矿道的关系

1—溜井 2—分支溜井 3—分段联络巷道

矿体厚大时,大部分溜井布置于脉内。当回采工作后退到这些脉内溜井附近,本分段不再用时,将其口封闭,以防上部崩落岩石冲入溜井。矿体较缓时,尽量采用斜溜井,以减少各分段脉外联络道长度和出矿设备运距。

溜井断面一般方形为 $2 \times 2\text{m}^2$ 或 $2 \times 2.5\text{m}^2$,圆形直径为 2m。

3. 进路 进路断面主要取决于回采设备工作尺寸、矿石稳固性和掘进技术等。当采用凿岩台车和装运机时,其最小的宽度和高度为 $2.8 \sim 3.0\text{m}^2$;采用铲运机时,为 $(2.8 \sim 4.0) \times (2.5 \sim 3.0)\text{m}^2$ 。在矿石稳固性和设备操作运行方便情况下,进路适当加宽减高有利于降低矿石损失与贫化。进路断形状以矩形为好,矿石稳固性差时用拱形。

进路布置合理与否将直接影响矿石损失与贫化值。为了回收上分段进路间的脊留矿石,上下分段进路应严格按菱形交错布置如图 4-3-4(b)所示。若按如图 4-3-4(a)所示的矩形正对布置,则纯矿放矿高度和回收率大大降低。在同一分段的各进路应相互平行。

矿体厚度大于 15~20m 时,进路一般垂直走向布置,这有利于探清矿体边界、实行多进路作业和提高矿块生产能力等。这种布置要防止因下盘倾角不够陡而导致的下盘矿石损失。矿体厚度小于 15~20m 时,进路如图 4-3-5 所示那样沿走向布置。这种布置防止进路靠下盘侧的残留矿石损失。

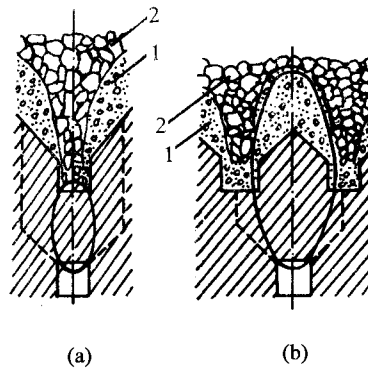


图 4-3-4 进路布置与矿石回收关系

(a) 正对布置 (b) 交错布置 ;1—矿石 2—废石

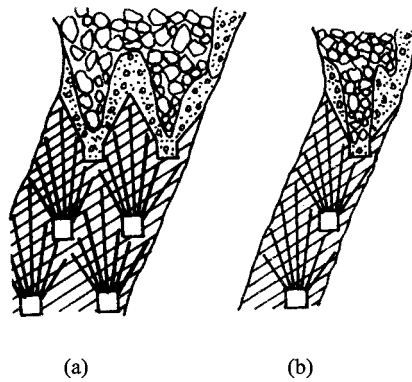


图 4-3-5 进路沿走向布置

(a) 双巷 (b) 单巷

4. 分段联络巷道 分段联络巷道是连通进路、溜井、设备井和通风天井的平(横)巷。其断面形状和规格略同于进路,但设备井联络道可为 $2.5 \times 2.7\text{m}^2$,通风天井联络道可为 $2 \times 2\text{m}^2$ 。

当进路沿走向布置如图 4-3-6(a)时,分段水平应布置分段联络横巷,以连通溜井和进路等。

当进路垂直走向布置如图 4-3-6(b)时,一般在下盘岩石中布置脉外联络平巷。这虽然掘进时无附产矿石,进路长度增长,但不存在脉内联络平巷与进路交叉处回采时的困难。若矿体倾斜不够陡急且条件容许,可将分段脉外联络平巷连同溜井等布置于上盘岩石中。

当矿体极厚且采用装运机时,垂直走向约每隔 50m 另划矿块并再布置一条脉内联络平巷如图 4-3-6(c),以从上盘向脉内联络平巷至下盘顺次后退式回采。条件合适时,

为增加同时回采工作面数目,也可在上下盘两侧分别布置脉外联络平巷和溜井,从矿体中央向上下盘两侧同时后退式回采。

当矿体水平面积很大,或矿山有矿岩自燃和泥水下灌危害时,可用双或单联络巷道将矿体划分成各具独立系统的区段进行回采[图4-3-6(d)],以增加采场数目或减小危害范围。

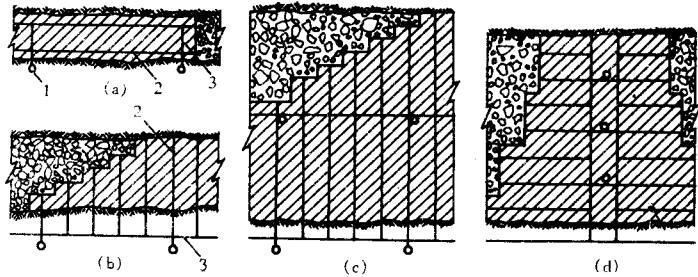


图 4-3-6 分段联络巷道布置形式
1—溜井 2—进路 3—分段联络巷道

二、切采工作

切采是每分段回采前在进路前端形成切槽。进路沿走向布置时,为减小两盘围岩的夹制作用,以保证崩矿爆破效果,常增大切槽面积或每隔一定距离重开切槽。开槽方法主要有三种:

1. 切巷与切井开槽法 如图4-3-7(a)所示,沿矿体边界掘一条切割平巷贯通矿体的各进路端部,并根据爆破需要,在适当位置掘进切井;自切割平巷钻凿若干排上向平行或扇形炮孔,每排4~6孔;自切井一侧或两侧逐排孔爆破成槽。这种开槽法较简单,切槽质量易保证,应用广泛。

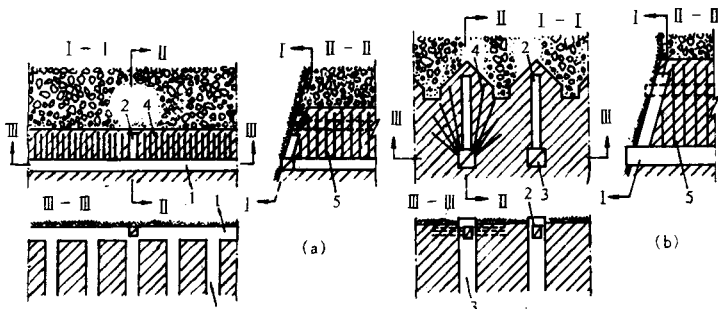


图 4-3-7 开槽法
(a)切巷与切井开槽法 (b)切井开槽法
1—切割平巷 2—切井 3—进路 4—切割炮孔 5—回采炮孔

2. 切井开槽法 如图 4-3-7(b)所示,在每条进路端部掘一切井,其断面 $1.5 \times 2.5\text{m}^2$,长边平行于进路壁,在天井下口两侧各钻 3~4 排炮孔,所有孔一次装药分段爆破成槽。该法灵活性大,适应性强,且不受相邻进路切槽质量的影响。进路沿走向布置时,多用该法开槽,进路垂直走向布置时,则因开掘切井太多而应用不如前法广泛。

3. 无切井开槽法 该法不开切井,只凿若干排不同排面角的扇形孔,一次或分次爆破成槽。此法尚处于试验阶段,限于篇幅,图略。

第三节 回采工作

一、崩矿

1. 崩矿参数 这参数包括扇形孔排面倾角、扇形孔边孔角、崩矿步距、孔径、最小抵抗线和孔底距等。

扇形孔排面倾角是指扇形孔排面与崩落侧水平面的夹角,这角有前倾($70^\circ \sim 85^\circ$)和垂直之分。前倾时,上部细废石渗入时间晚,装药方便,进路楣线稳定性好,垂直时,孔方向易于掌握,但装药条件差。当矿石稳固、岩石块度大时,多用垂直排面。

扇形孔边孔角大小如图 4-3-8 所示。边孔角取 45° 以下时炮孔长度虽可减小,但

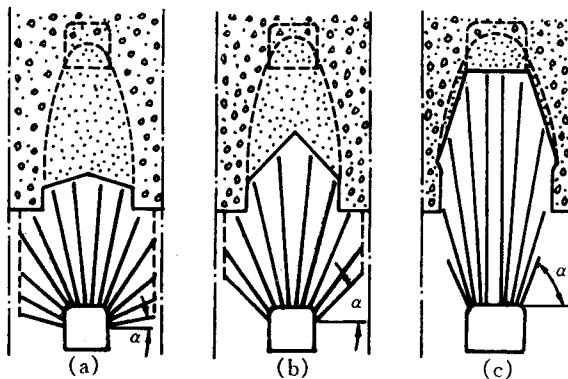


图 4-3-8 扇形孔布置

(a) 边孔角 α 为 $5^\circ \sim 15^\circ$ (b) α 为 $45^\circ \sim 50^\circ$ (c) α 大于 70°

边孔因处于放矿流动带外易过挤压而拒爆,且孔口因过低易被矿堆埋住而难于清理,取 55° 以上时则无此弊端,但孔长度增加。我国因受现行凿岩设备性能所限,边孔角多用

45°~55°或稍大些,今后将随着凿岩设备改进而适当增大。国外有的在宽进路(5~6m宽)中采用70°以上的大边孔角(接近放矿漏斗边壁角),形成所谓“放矿槽”,使槽边壁可不积矿,以降低矿石损失与贫化。

崩矿步距是指一次爆破数排炮孔的矿石层厚度,这大小应与分段高度、进路间距和出矿设备铲装深度等相适应。若步距过小,如图4-3-9(a)所示,放矿体很快伸入正面废石中,这废石提前渗入,上部矿石损失增大;步距过大,如图4-3-9(b)所示,放体很快伸入上部废石中,这废石提前渗入,正面矿石损失增大。最优崩矿步距应根据室内模拟和生产经验确定。

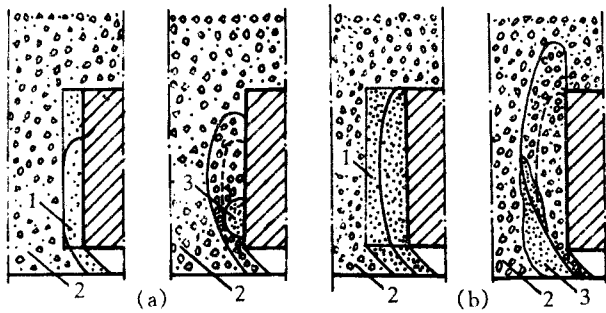


图 4-3-9 崩矿步距与损失贫化关系

(a)崩矿步距小 (b)崩矿步距大;

1—崩落矿石 2—崩落岩石 3—损失矿石

孔径 d 常为 51~65mm。最小抵抗线 W 常取 1.5~2.0m。若 W 过小,前排孔易爆坏,后排孔,过大,同排孔易爆穿,产生大块和爆破立槽。最佳的 W 应满足 $W/d = 30$ 并与最优崩矿步距相匹配。孔底距 α 约等于 W ,有的矿山为避免 d 等于 W 时孔口处炮孔过密集,采用减 W 、增 α (保持 $\alpha \times W$ 之积不变)办法,获得了良好效果。

2. 凿岩:大、中型矿山主要使用安有 YG-90 或 YGZ-90 型凿岩机的 CZZ-700 型胶轮单机凿岩台车,其台班效率为 40~60m。近几年还用了安有 YGZ-90 型机的 CTC/400-2 型双机台车,其台班效率可达 90~100m,有效凿深可达 20m。中、小型矿山常用 YGZ-90 型导轨式凿岩机及带 FJY-24 型圆盘台架的 YG-80 型凿岩机凿岩。为确保炮孔质量和爆破效果,要求炮孔深度和角度严格按设计施工。

3. 爆破:崩矿爆破类型属于挤压爆破。崩矿的炸药分布和装药密度,直接关系到矿石块度、损失与贫化和出矿设备效率。为了避免孔口装药过于集中,可用图 4-3-10 所示的方法装药,即除边孔和中孔装得较多外,其余各孔均交错增加填塞长度。为了提高装药密度,国内矿山常用 FZY-10 型与 AYZ-150 型等装药器装药。

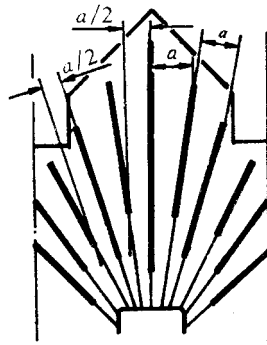


图 4-3-10 扇形孔装药

 a ——孔底距

二、出矿

用装(铲)运机从进路端部出矿。装运机的最小工作断面为 $2.8 \times 3.0 \text{m}^2$ 。它工作灵活可靠,但拖有风绳,限制了运距。该设备平均台班效率约为 120t,台年约 8 万吨。运距超过 50m 时,效率显著降低。为了提高设备效率,避免二次破碎影响出矿及实现分级出矿和质量均衡,要求每台设备至少保有三条进路轮流出矿,其中风流下方的进路先出矿。为了保证矿流均匀、面积大,要求铲斗从进路一侧向另一侧往复循环全断面均匀装矿。由于装运设备效率低于凿岩设备,满足不了矿山生产需要,于是国内有些矿山多年前便改用了铲运机出矿。

铲运机与装运机比,它不带风绳,运距不受限制,行速快,斗容大,国产的 ZLD 型为 2m^3 和 3m^3 ,国外购入的多为 2m^3 和 3.8m^3 。因此,生产能力远大于装运机, 3.8m^3 的台班效率可达 400~500t。铲运机的主要问题是废气净化不完全,须以大量风流冲淡。独头进路的通风本来就较难,采用柴油设备后通风则更难。为了解决这问题,近年国外发展了电动设备,采用了斗容 6m^3 的电动铲运机,我国试产的是 1.5 、 0.75m^3 的。

在崩落岩石的覆盖下出矿,其放矿管理与特点详见相关章节。

三、通风

回采工作为独头,无法形成贯穿风流,作业点多,巷道交织,易形成角联网路,溜井及其卸矿口多,卸矿时扬尘大,风流污染严重。这些难题国内外曾做过大量研窺,但至今未得到圆满解决,只好用局扇加强通风。其方式如图 4-3-11(a)所示,即两台局扇并联安于上部水平抽风,清风由阶段脉外运输平巷经通风天井,进入分段联络巷道和进路,清洗工作面后,污风在局扇抽吸下,由敷在进路和通风天井内的风筒引至上部回风水平。这

种方式的缺点是风筒装拆和维护工作量大 ,这些工作对出矿有一定影响。于是 ,有的矿山有所改进 ,采取如图 4 - 3 - 11(b)所示的方式 ,利用安在分段水平的局扇 ,把矿块内的污风抽至密闭墙内 ,再由通风天井的主风流带至上部回风水平。然而 ,后种方式仍未克服上述的主要缺点。鉴此 ,近年有的矿山和有关单位联合攻关 ,提出了较为有效的多级机站通风系统 ,这颇得到一些矿山重视。

四、回采顺序

本法矿山的整体和局部回采顺序如何 ,对矿石损失与贫化、回采强度和采场地压的大小及生产安全状况有很大影响。

一般说 ,在走向上 ,同一分段上的各矿块可从中央向两翼、从两翼向中央或从一翼向另一翼回采。当矿体很长时 ,也可沿走向划分若干区段 ,多翼回采。区段多 ,回采工作面多 ,生产能力也大 ,但通风和生产管理复杂。每个(或相邻)矿块同分段内的各进路 ,应尽量同时回采 ,以缩小废石接触面 ,降低矿石的损失与贫化 ,增加进路的稳固性。若矿石不稳固 ,且未同时回采 ,应尽量避免从两侧向中央推进 ,否则最后回采的 1 ~ 2 条进路将出现较大地压。在垂直走向上 ,同分段的各进路应向设备井和分段联络巷道方向后退回采。在铅垂方向上 ,上分段回采应超前于下分段 ,超距大小 ,须保证下分段出矿时矿岩的移动范围和坍塌过程不影响上分段的回采。

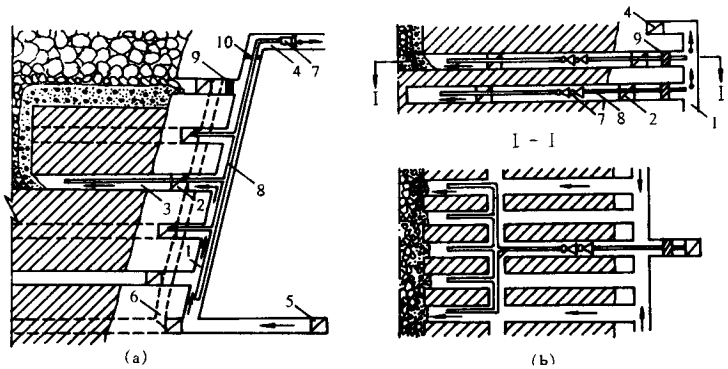


图 4 - 3 - 11 回采工作面局部通风

(a)局扇安在回风水平的通风方式 (b)局扇安在分段水平的通风方式

1—通风天井 2—分段联络平巷 3—进路 4—回风巷道 5—阶段运输平巷 ;

6—溜井 7—局扇 8—风筒 9—密闭墙 10—隔风板

五、地压控制

崩落围岩处理空区 ,并造成覆盖岩石垫层。覆盖岩层的作用是充填采空区 ,在分段

顶部形成悬岩突然大冒落时的缓冲垫层;并在进路端部形成挤压,爆破的松散层。崩落的覆盖岩石垫层厚度应不小于两个分段高。

覆盖岩层形成方法(取决于矿山开采沿革、矿体赋存条件及围岩性质)大致如下:

1. 上部用空场法(分段空场法、阶段空场法等):回采的改建矿山,可在回采矿柱的同时,利用深孔或药室崩落采空区两盘岩石,形成覆盖岩层。矿山露采转地采时,可在回采前,利用药室或深孔崩落边坡岩石,形成覆盖岩层。

2. 新建矿山,回采围岩不稳固的矿体时,随着矿石回采,围岩自然崩落造成垫层。这类矿体也可用矿石造成垫层,即把矿体顶部2~3个分段矿石崩落,并放出约30%,其余暂留空区做矿石垫层。随着分段回采下降,待围岩自然崩落积聚到足够厚度后,放出暂留矿石,自此以后进入正常回采。

3. 新建矿山,回采围岩稳固的盲矿体时,可用如下两类方法强制放顶造成垫层。

第一类为异步造层法,如图4-3-12(a)所示。从放顶区侧部的放顶页岩巷道中钻凿扇形深孔,在第一分段的几条进路采完后,利用其空区作补偿空间,爆破放顶深孔,形成覆盖岩层。这种方法放顶工艺较简单,不需运出部分废石,但工作安全性差。另一种方法如图4-3-12(b)所示,回采前自矿体顶部岩石内的1~2层放顶巷道,钻凿扇形中深孔(最小抵抗线比回采孔大些),用崩矿的方法崩落围岩造层。这种方法的优缺点与前种方法相反。

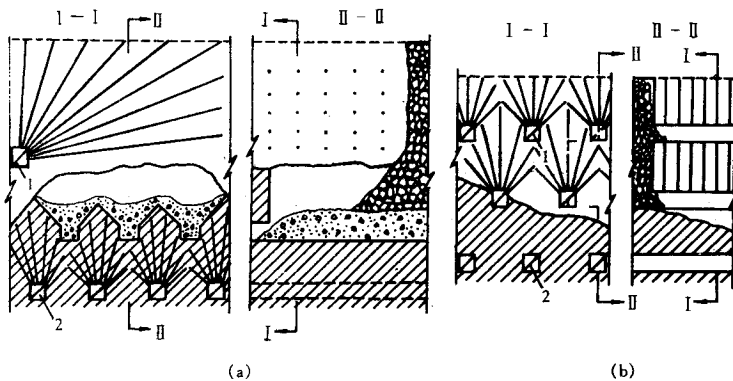


图4-3-12 异步造层法

(a)先回采后放顶 (b)先放顶后回采;

1—放顶巷道 2—进路

第二类为同步造层法,如图4-3-13(a)所示。自第一分段上部的放顶巷道中开槽和钻凿扇形深孔(其排面与回采孔大体一致)后,以矿块全宽为放顶范围,边回采边爆破深孔,逐步形成覆盖岩层。此法工作安全,但放顶复杂。为了克服此弊病,可采用图4-3

- 13(b)所示的另一种造层法,即自第一分段进路中钻凿相间排列的深孔(可达20m)和中深孔,逐个步距崩矿和放顶造层。深孔控制放顶高度,中深孔和深孔的下段控制崩矿高度和块度。这类方法兼有前类的优点,使用居多。

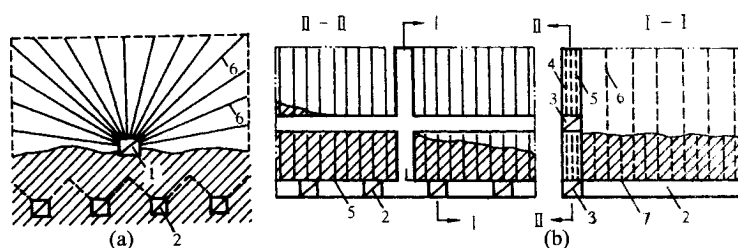


图 4-3-13 同步造层法

(a)在放顶巷道内放顶 (b)在进路内放顶 ;1—放顶巷道;

2—进路;3—切割平巷;4—切井;5—切割中深孔;6—放顶(或兼崩矿)深孔;7—崩矿中深孔

当矿体上盘倾角不陡时,需要崩落上盘岩石进行补充放顶,以免在上盘形成未被充满的空区。

第四节 无底柱分段崩落采矿

一、适用条件

地表和围岩容许陷落,矿石和下盘岩石中稳以上,以保证采准巷道的稳定性,上盘岩石稳固性不限,但不稳固时有利于造成垫层;矿体属于厚和急倾斜的或极厚缓倾斜的,矿石价值不高、品位分布不均匀、可选性好或围岩含矿,以利于减小放矿时的矿石价值损失、进行选别回采或分级出矿。

二、优、缺点

回采工作安全,采矿法结构和工艺简单、标准,机械化程度高,可选别回采和分级出矿。但进路端部独头作业,工作面通风困难;每步距崩矿量小,矿岩接触面大,矿石损失贫化高;出矿设备能力低,矿块生产能力比有底柱分段崩落法小。

三、主要技术经济指标

该法的主要技术经济指标见表 4-3-1。

表 4-3-1 无底柱分段崩落法的技术经济指标

矿山	凿岩设备		出矿设备		采切比 (m/kt)	采矿工效 (t/人班)	回收率 (%)	贫化率 (%)
	型号	效率 (m/台班)	型号	效率 (t/台班)				
大庙铁矿	CZZ-700 BBC-120F	68	ZYQ-14	130	7.26	25.74	87.7	27.1
梅山铁矿	CZZ-700 YG-80	20~30	ZYQ-14 (LK-1)	255 (410)	4.21	13.53	80.1	17.23
镜铁山铁矿	CZZ-700 BBC-120F CZZ-700	30~35	ZYQ-14 (C-30)	255	8.19	20.62	87.51	11.61
程潮铁矿	BCC-120F YG-80	30~40	ZYQ-14	261~278	7.55	17.83	75.0	32.8
漓渚铁矿东矿区	YGZ-90 配台架	86	ZYQ-14	178	4.48	12.74	76.7	30.35
大厂铜坑矿	CZZ-700 YG-80	28~37	CT-6000	203~212	4.6		52.4	28.0
小铁山铅锌矿	YG-80 配台架	66	CT-1500	229	20	6.35	78.9	39.4
丰山铜矿	CZZ-700 YG-80	65	LK-1	392	11.09	17.95	65.7	32.8

第四章 有底柱分段崩落采矿技术

有底柱分段崩落法的特点与无底柱分段崩落法基本相同,其主要区别是每分段下部设有用以出矿的底部结构(上分段底柱划入下分段回采)。根据崩矿时爆破方向可将有底柱分段崩落法分为水平层深孔崩矿方案、垂直层深孔崩矿方案和联合方案。

第一节 水平深孔有底柱分段崩落法

水平深孔有底柱分段崩落法见图 4-4-1。

一、结构参数

矿块高度常为 40~60m,此值主要取决于矿体倾角、厚度和形状规整程度。

矿块水平尺寸主要同矿体厚度、矿石稳固性容许的拉底面积、凿岩设备的有效凿岩深度及电耙出矿的合理耙运距离和耙道间距等有关。当矿体厚度小于 15~20m 时,沿走向布置矿块和电耙道,矿块长度常按耙距取值,宽度即矿体水平厚度。矿体厚大时,多采用垂直走向布置耙道,矿块长度一般等于矿体水平厚度,宽度常按矿体厚度等有关条件取 2~4 条耙道负担范围。

分段高度为 15~25m,这大小随矿体倾角和矿岩稳固性而定。若矿体倾角很陡,分段矿石底柱较稳固,且上盘岩石在矿石放出前不会大崩落,其值则取大些,否则采切比大,若相反,则取小些,否则矿石损失贫化大。

电耙道间距一般为 10~15m,其值在保证底柱稳固的前提下应取小,以减小矿石损

失。耙运距离多为 30 ~ 50m ,加大此距电耙效率会显著降低。

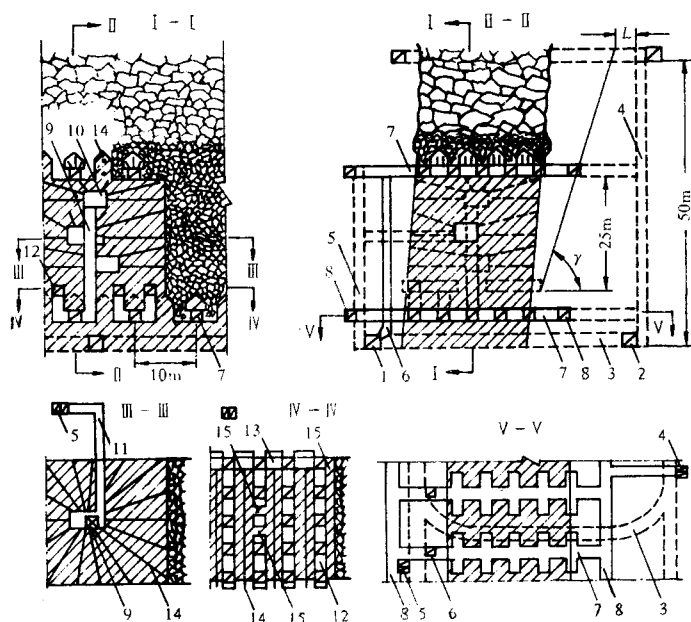


图 4-4-1 水平深孔有底柱分段崩落法

1、2—上、下盘阶段运输平巷 3—横巷 4—通风天井 5—人行天井 6—溜井；

7—电耙道 8—电耙联络道 9—凿岩天井 10—凿岩硐室 11—凿岩联络道；

12—拉底巷道 13—拉底硐室 14—深孔 15—临时矿柱 γ —下盘移动角 L—安全距离

底柱高度同矿石稳固性和底部受矿空间形状有关。分段漏斗底柱高度为 5 ~ 8m ,阶段漏斗底柱高度为 11 ~ 13m。漏斗间距 5 ~ 7.5m。

二、采切工作

采准包括掘进阶段运输巷道、溜井、电耙道、人行天井、电耙联络道、凿岩天井、分段联络道等 ,切割包括掘进拉底巷道、凿岩硐室、斗穿和斗颈等。

每个或几个矿块都布置一条通风天井和一条人行天井 ,这两条天井用联络道连通各分段。

各分段的每条电耙道都有一条独立或分支溜井(与主干溜井相通)。独立溜井出矿能力大 ,便于掘进和出矿计量 ,但掘进工程量大 ;分支溜井则相反。溜井断面为(1.5 ~ 2.0) × 2.0m²。

底柱中的电耙道布置常取决于矿体厚度和形状。当矿体厚度小于 15 ~ 20m 时 ,多为沿脉布置电耙道 ;当矿体厚大时多为垂直走向布置 ;若厚大而形状较规整时也可沿脉布

置。底柱中的其它巷道布置与前面有底柱采矿法的相应部分类似。矿石稳固性差,电耙道等须支护。

凿岩天井的位置和数量主要取决于矿块水平尺寸、凿岩设备性能和矿石可凿性等。采用深孔爆破时,白天井按间隔交错布置 $3.5 \times 3.5 \times 3.0\text{m}^3$ 的凿岩硐室。采用中深孔时,白天井直接凿孔。

三、切采工作

切采主要是拉底和扩漏,形成水平补偿空间和受矿空间。补偿空间是容纳崩矿时矿石碎胀所需要的空间,其体积 V_b 大小为

$$V_b = (K_s - 1)V - K_b V \quad (4-1)$$

式中 V ——矿石爆破前体积;

K_s ——矿石碎胀系数,大量崩矿时 $K_b = 1.10 \sim 1.30$;

K_b ——补偿空间系数或补偿比,大量崩矿时 $K_b = 10\% \sim 30\%$ 。

本采矿法的早期采用自由空间(松散)爆破($K_b \geq 20\% \sim 30\%$),当今多用挤压爆破($K_b = 10\% \sim 20\%$),因此采的破碎矿体无法在崩矿前形成足够的水平补偿空间。

拉底采用如图 4-4-1 所示的深孔拉底法,即在拉底水平开掘拉底横巷和拉底硐室,自硐室钻凿各横巷间矿柱深孔(孔参数同崩矿孔),同时自适当地点钻凿临时矿柱和漏斗浅孔,这些深、浅孔利用拉底巷硐为自由面与崩矿孔同次装药超前起爆,爆后则成缓冲垫层和有限的补偿空间及漏斗受矿空间。由于矿石稳固性差,不容许大面积拉底,所以正式拉底前须在拉底范围的中部和邻接矿块处,留临时矿柱,以保护凿岩天井和隔离松散矿石。若矿石稳固时可用中深孔拉底,即在拉底水平开掘拉底横、平巷,逐排钻凿水平中深孔,最小抵抗线 $1.2 \sim 1.5\text{m}$,每排三孔,这些中深孔和与之同时凿出的其他浅孔利用拉底巷道为自由面进行爆破,放出矿石则成较大的自由补偿空间。

四、回采工作

崩矿时自凿岩硐室用 YQ-100 型潜孔钻机穿凿两层水平和带仰角的环形深孔,孔径 $105 \sim 110\text{mm}$,最小抵抗线 $3.0 \sim 3.5\text{m}$,孔密度系数 $1.0 \sim 1.2$,孔仰角 $3^\circ \sim 20^\circ$,孔深十越过 $15 \sim 20\text{m}$ 。有时还酌情凿岩硐室顶部用 YG-80 或 YGZ-90 型凿岩机钻凿一两层倾斜中深孔。这些崩矿孔连同拉底孔(含采临时矿柱和扩漏浅孔)一次装药分段挤压爆破。其中,拉底孔先起爆形成含矿的水平补偿空间,崩矿孔起爆时靠挤压水平补偿空间、凿岩天井及其硐室和相邻松散层而获得 $18\% \sim 20\%$ 的补偿空间。

采用电耙(绞车功率 30kW ,斗容 0.3m^3)出矿。随着矿石放出,覆盖岩石垫层随之下

降。崩落的矿石约有 70% ~ 80% 在崩落的岩石垫层覆盖下放出。崩落矿岩的直接接触导致矿石的损失与贫化。因此,在出矿中必须编制和实施出矿计划,控制矿岩接触面形状及其变化,以降低放矿时的矿石损失与贫化。

覆盖岩石垫层是在首采分段形成的,以后逐步自然或强制崩落积累,其厚度应不小于 15 ~ 20m。

由于该法空区崩落、矿块结构复杂和漏风严重,采场宜用全矿压入式总风流通风。凿岩、装药时,清风由阶段运输平巷经人行道、电耙层巷道进入凿岩天井及其硐室,清洗后的污风经凿岩天井上段的联络道、上分段电耙层巷道、通风天井排入上阶段;或经凿岩天井的上段联络道,直接排入上阶段(指第一分段回采时)。出矿时,清风由上盘阶段运输平巷,经人行天井逆耙向进入电耙道,清洗后的污风经下盘电耙联络道、通风天井,排入上阶段。大爆破后的通风也大致如此。

第二节 垂直深孔有底柱分段崩落法

垂直深孔有底柱分段崩落法的结构和工艺如图 4-4-2 所示,其结构参数与水平深孔方案类似,此略。

一、采切工作

采准包括掘进阶段运输巷道、溜井、电耙道、人行天井、分段凿岩平巷和联络道等,切割包括掘进切井、切割横巷、堑沟平巷、沟穿与沟颈等。每 2 ~ 3 个矿块设一脉外人行天井,各分段水平有联络道与之沟通,每条电耙道设一独立或分支的溜井,高溜井通各分段和上阶段水平,以兼回风。电耙道掘于下盘岩石中,矿体厚缓时也可穿脉而掘。每条电耙道之上有一条堑沟巷道,以形成单侧(V 形)堑沟,矿体厚缓时则用双侧(W 型)堑沟。凿岩巷道处于堑沟之上的分段凿岩中心,厚大矿体分段设有几条凿岩巷道。

二、切采工作

切采工作是扩堑沟和开槽,其中扩沟和开槽均与回采同步。

堑沟是堑沟巷道内钻凿的垂直上向扇形中深孔与崩矿孔同次装药分段爆破而成。为降低扩沟孔爆破夹制性、沟颈大块堵塞次数和堵塞高度,可适当加密扇孔排两侧炮孔,即靠耙道这侧可多钻一个不小于 55° 的边长孔,靠耙道对侧可多钻一、两个小于 50° 的边

短孔。堑沟切割简易、安全、高效,使用普遍。但底柱开挖量大,底柱稳固性受到一定影响。

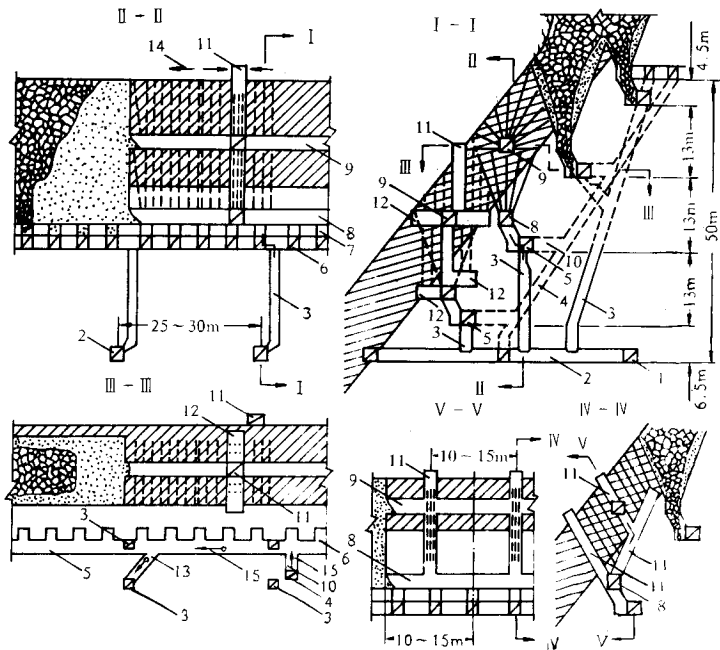


图 4-4-2 垂直深孔有底柱分段崩落法

- 1—运输平巷 2—横巷 3—溜井 4—人行天井 5—电耙平巷 6—沟穿 7 沟颈；
8—堑沟平巷 9—分段凿岩平巷 10—联络道 11—切井 12—切割横巷；
13—溜井回风联络道 14—爆破方向 15—风流方向；
I—I 剖面—倒 T 型开槽法；IV—IV 剖面—V 形开槽法。

根据切巷和切井的相对位置,开槽方法可分为如下两种。

1. 倒“T”字形开槽法:如图 4-4-2 的 I—I、II—II 剖面所示,在预定的切槽范围内(成组的切巷和切井组成倒“T”字形),自切巷钻凿若干排上向垂直平行中深孔,每排 2~3 孔,这些孔与崩矿孔同次装药分段向切井爆破开槽。

2.“V”字形开槽法:如图 4-4-2 IV—IV、V—V 剖面所示,沿预定的切槽轮廓(两组倾向相反的切井,组成“V”字形),自下盘侧切井钻凿若干排平行于上盘切井的中深孔,崩矿时同次装药超前爆破成槽。

这两种方法都是开槽与崩矿同时进行。若先开槽并放出矿石后进行崩矿,虽然能保证切槽质量,但对矿岩稳固性要求高,且不能很好地发挥挤压爆破作用,当今已不多用。倒“T”字形开槽法凿岩条件好,操作方便,适应于各种厚度和倾角的矿体,使用广泛。“V”字形开槽法则无这些优点,仅适于中厚倾斜矿体。

切巷断面和长度取决于所用的凿岩设备和切槽的范围。切槽居于直交矿体走向的爆破段适中位置,即位于矿体肥大或转折、矿石稳固性较好和补偿空间均布的部位。

三、回采工作

崩矿时一般用 YG-80、YGZ-90 型凿岩机(配 FJY-24 型圆环雪橇台架)和 YQ-100 型潜孔钻机穿凿中深孔或深孔。上向垂直扇形中深孔挤压崩矿使用广泛。这种崩矿按爆破时获得补偿空间的不同条件,可分为向小补偿空间挤压崩矿、向崩落矿岩挤压崩矿及其混合的崩矿方案。

1. 向小补偿空间挤压崩矿:如图 4-4-3(a)所示,崩矿所需的补偿空间由分段中的井巷空间提供。补偿比常为 15%~20%。过大,增加采切工程,降低挤压爆破效果;过小,易导致过挤压甚至“呛炮”。设计时可根据具体情况确定补偿比值。如果矿体构造少,矿石坚硬,电耙道稳固性差,补偿空间分布不均匀,相邻矿块未崩落或崩矿边界不整齐等,可取较大值;反之,取小值。此值确定后,可进行矿块采切工程的具体布置,使分布于崩矿范围内的堑沟巷道、凿岩巷道和切割巷道等工程的体积与崩矿体积之比的百分数符合确定值。当补偿空间与确定值不一致时,常以调整切槽宽、切槽和切井数目等求得一致。

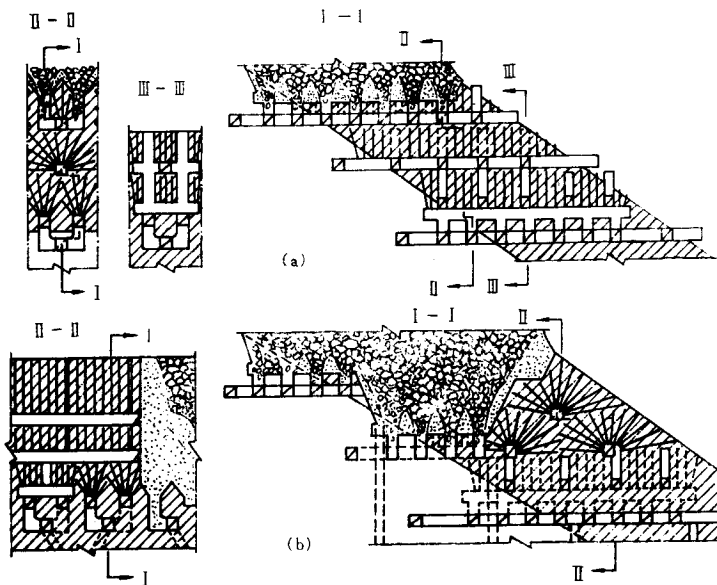


图 4-4-3 崩矿方案

(a)向小补偿空间挤压崩矿 (b)向崩落矿岩挤压崩矿

该方案与后方案相比,补偿空间分布较均匀,崩矿质量较好,对相邻矿块的井巷工程

和炮孔破坏较小,能适应矿体形态、相邻崩落矿岩状态、矿石稳固性和一次崩矿范围等的变异。但采切量大,采场结构复杂,切割施工条件差。本方案一般用于首采矿块,或矿石较破碎、邻近无松散体和一次崩矿量较大的矿块。

2. 向崩落矿岩挤压崩矿:如图 4-4-3(b)所示,分段的下部(属切采)是用向小补偿空间挤压爆破形成堑沟,中部和上部(属回采)为向相邻崩落矿岩挤压崩矿。每次向相邻崩落矿岩挤压崩矿前,需对前次崩落的压实矿进行松动出矿,放出已崩矿石量的 15~20%,以便当次爆破冲击力挤压此松散矿来获得补偿空间。此方案不需专掘补偿空间,但对开采条件的适应性差,且爆破时巷道中抛石多,人工清理量大。

3. 向小补偿空间和崩落矿岩挤压崩矿:如图 4-4-2 的 II—II 剖面所示,分段的靠崩落区那外半部向崩落矿岩挤压,内半部向小补偿空间挤压。

出矿、通风和地压控制与水平深孔崩矿方案基本相同。

第三节 有底柱分段崩落采矿技术评价

一、适用条件

矿体倾斜、厚度超过 10m(急倾斜厚度超过 5m),或任意倾角的厚和极厚矿体,形态不太复杂,含夹石不多,矿石不自燃,不粘结,不很贵重,不低于中稳;上盘岩石稳固性不限,下盘不低于中稳,地表与围岩容许陷落。

二、优、缺点

适应性强,有多种回采方案可供各种不同条件矿体采用;矿块生产能力大于无底柱分段崩落法;回采设备简单,使用维修方便;进出风专道,通风效果无比底柱分段崩落法好;采场结构复杂,采切比大;底柱应力较集中,电耙道维护量大;出矿管理困难,矿石损失与贫化大。

水平深孔有底柱分段崩落法与重直深孔崩矿方案相比,每次崩矿量大,崩矿不受相邻采场的牵制,有利于相邻矿块生产的衔接,但对矿体产状要求高。

三、主要技术经济指标

有底柱分段崩落法主要技术经济指标见表 4-4-1。

表 4－4－1 有底柱分段崩落法主要技术经济指标

铜矿山	采准比 (m/kt)	劳动消耗(人班/kt)				采场生 产能力 (t/d)	损失率 (%)	贫化率 (%)	主要材料消耗				采矿成本 (元/t)	
		采切	崩矿	出矿	合计				炸药(kg/t)		坑木 (m³/kt)	水泥 (kg/t)	直接 成本	原矿 成本
									崩矿	二次 破碎				
篦子沟	14	77	40	48	165	250	15.5	22.6	0.51	0.162	0.33	2.96	2.05	7.15
易门狮子坑	21.3	66	15	28	109	254	10.4	25.3	0.20	0.666	10.5	—	2.95	6.50
胡家峪	15	94	83	40	217	300	19.6	26	0.479	0.26	0.24	3.15	1.80	8.72
因民	22.9	73.5	51	14.2	138.7	160~ 170	18.2	22.6	0.445	0.061	1.0	—	3.90	7.94
松树脚	27~ 34.4	99.1	23.5	73.2	195.8	150~ 200	25	10~15	0.27	0.125	4.0	3.5	2.66	—
易门凤山坑	22	58	18	25	101	150~ 180	20~ 22	32	0.35~ 0.40	0.065	30.5	—	—	6.01

第五章 阶段崩落采矿技术

阶段崩落法是阶段崩矿和阶段出矿,在崩落的岩石覆盖下出矿,以崩落围岩处理空区并控制地压的采矿方法。该法按崩矿方式分为阶段强制崩落法与阶段自然崩落法两种。

第一节 阶段强制崩落法

阶段强制崩落法,按爆破方向分为水平深孔崩矿方案(图 4-5-1)、垂直深孔崩矿方案(图 4-5-2、4-5-3)及其联合方案三种。阶段强制崩落法的矿块结构和回采工艺与有底柱分段崩落法相似,为了避免重复,仅做如下简述。

一、结构参数

矿体倾角较缓时,矿块高度为 40~50m,较陡时为 50~60m。矿体厚度为 15~30m 时,矿块沿走向布置,矿块长度为 30~60m;厚度为 30~50m 或以上时,矿块垂直走向布置,其宽度为 15~40m。底柱高度常为 15~14m,矿石稳固性差时更大些。平底结构时,底柱高度仅为 2~3m。

二、采切工作

采准除掘进阶段运输巷道外,对于用振动出矿机和铲运机出矿方案(图 4-5-3)的,尚须掘进振动机硐室和铲运机道,在阶段水平之上,则掘进人行天井、溜井、电耙道、凿岩天井等。切割包括掘进凿岩硐室、切巷、拉底巷道等。

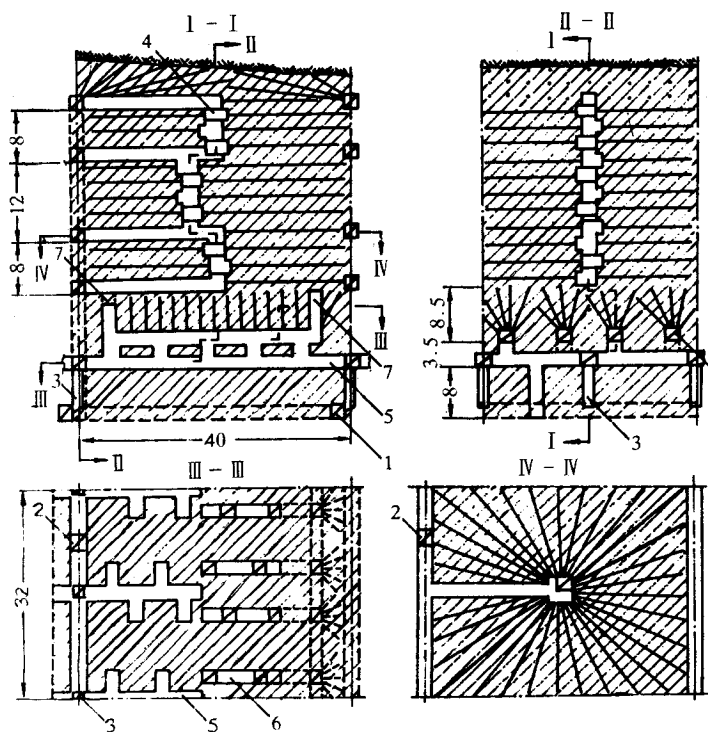


图 4-5-1 水平深孔阶段强制崩落法

1—运输平巷 2—人行天井 3—溜井 4—凿岩巷道 5—电耙道；
6—堑沟巷道 7—堑沟切 8—提升天井(回采时改作切井)

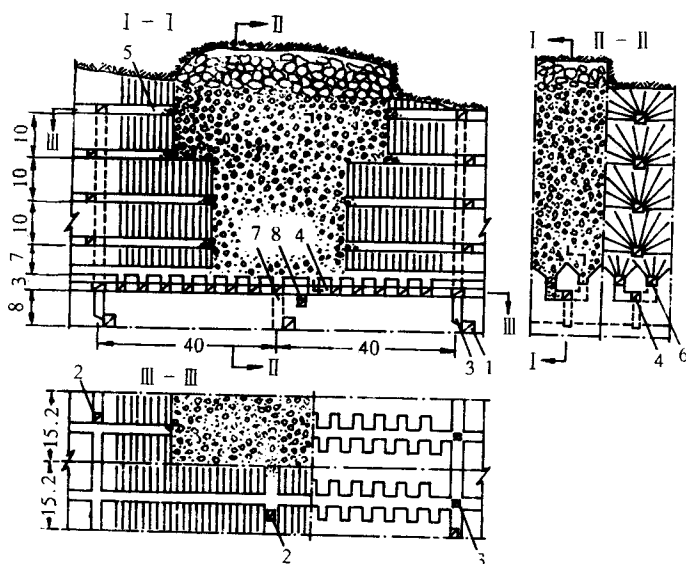


图 4-5-2 垂直中深孔阶段强制崩落法

1—运输平巷 2—人行天井 3—溜井 4—电耙道；
5—凿岩巷道 6—堑沟巷道 7—提升天井(回采时改作切井) 8—回风巷道

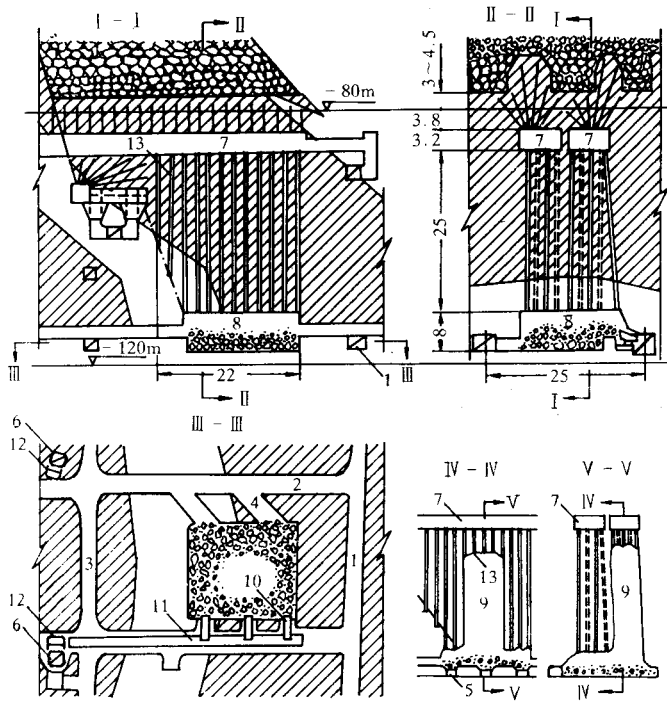


图 4-5-3 垂直深孔阶段强制崩落法

- 1—运输平巷 2—横巷 3—联络平巷 4—铲运机道 5—振动机硐室；
6—溜井 7—粒岩硐室 8—拉底空间 9—切槽 10—振动出矿机；
11—振动运输列车 12—原矿振动条筛 13—下向平行深孔

三、切采工作

切采包括开掘补偿空间及扩漏。当采用自由爆破时,补偿比为 20% ~ 30% ;挤压爆破时为 15% ~ 20%。补偿空间用浅孔或深孔形成。采用水平层深孔崩矿时,可用浅孔挑顶预先形成水平拉底空间,同时用浅孔预扩漏(其间如为防止拉底面积过大而留的纵或横向临时矿柱,须在矿柱及其下的斗颈中凿出中深孔或深孔和浅孔,与回采崩矿同次装药爆破崩下);也可利用自拉底巷道中钻凿的中深孔和斗颈中钻凿的束状浅孔,与回采崩矿同次装药超前起爆形成补偿空间和漏斗。采用垂直层深孔崩矿时,其切槽多用传统的深孔或留矿法形成,深孔法即利用自切巷中钻凿的垂直上向平行中深孔,在回采崩矿前向切井爆破并放出矿石而成,也可与崩矿同次形成。如今这些传统方法受到了挑战,中南工业大学与狮子山铜矿在前几年研试成的垂直深孔阶段强制崩落法中,创造了一种“双通孔多排同段爆破开槽”新工艺(图 4-5-3 中的 IV—IV、V—V 剖面)。它在无切井、无大孔径空深孔和无球状药包情况下,利用自凿岩硐室中钻出的多排垂直下向双通

深孔(孔径 120mm,各参数同崩矿孔)装入柱状乳化油药包,自下而上分次(每次同段微差)爆破,形成高为 17.5m、平均面积为 38.5m^2 的切槽。

四、回采工作

采用水平层深孔崩矿时,自凿岩硐室或凿岩天井中钻凿仰角 3° 或以上的水平环形深(中深)孔,这些孔连同上阶段底柱孔一次装药,向预拉底空间分段微差自由空间爆破;或这些孔与拉底孔、扩漏孔和上阶段底柱孔一次装药,向有限空间分段微差爆破。垂直层深孔崩矿有两种方式,对于一般的上向扇形中深孔方案(图 4-5-2)是自分段(或阶段)凿岩巷道中钻凿垂直上向扇形中深(深)孔,这些孔连同上阶段底柱孔、开槽孔和拉底孔分批装药,向松散矿石分段微差挤压爆破;对于垂直深孔方案(图 4-5-3)是自矿块顶部的凿岩硐室中,用国产的 KY-120 型牙轮钻机穿凿垂直下向平行深孔(孔径 120mm),这些孔连同上阶段底柱孔一次装药(乳化油柱药),多排同段(段间微差)侧向挤压爆破。

矿石爆下后,一般用电耙出矿。近年随着深孔崩矿技术的发展,中南工业大学在狮子山铜矿的垂直深孔阶段强制崩落法试验采场,成功地采用了“连续作业振动机组”(由组合振动出矿机、分节振动运输列车和振动条筛组成)强化出矿,为解决大量出矿低效率问题开辟了一条新路。

随着矿石的放出,由人工或自然崩落形成的覆盖岩层逐渐降落充填采空区。在阶段下降中,若围岩不能自然崩落,则须在回采崩矿的同时,有计划地强制崩落围岩,以补充消耗了覆盖岩层。为保证回采工作的安全,覆盖岩层应有 20~40m 厚。

五、方法评价

1. 适用条件:该法的适用条件是:地表和围岩允许陷落;矿体完整,倾角陡而厚度不小于 15~20m,或倾(缓倾)斜而极厚;矿石和下盘岩石一般中稳以上,以利于采准巷道的稳定和维护;上盘岩石稳固性不限,但不稳固时有利于自然崩落造成垫层;矿石不氧化、不自燃、不结块,价值不高,含夹石少或围岩含品位。

2. 优、缺点:同分段崩落法相比,该法的主要优、缺点是:采准工作量小,劳动生产率高,矿块生产能力大,采矿成本低,作业安全。但阶段崩矿技术和出矿管理要求严格,大块产出率高,矿石损失与贫化也较大。

3. 主要技术经济指标:主要技术经济指标见表 4-5-1 和表 4-5-2。

表 4－5－1 阶段强制崩落法的第一类技术经济指标

矿山	采矿法方案	崩矿		出矿		回采工作面效率 (t/人班)
		设备	效率 (m/台班)	设备	效率 (t/台班)	
德兴铜矿	水平层深孔崩矿	YQ－100 01－38	20～22	2DPG－28 型电耙	378～431	8.64
	垂直层上向中深孔崩矿		25～30.1		350～450	8.61
桃林铅锌矿	水平层中深孔崩矿	YG－40	20	2DPG－30 型电耙	315～360	27
铜矿峪铜矿	垂直层上向中深孔崩矿	YGZ－90	15	LK－1 型 铲运机		33
易门凤山坑铜矿	水平层深孔崩矿	YQ－100	9～11	自制的振动 出矿机	400～500	18.5
狮子山铜矿	垂直与水平层联合崩矿	YQ－100	8～10	2DPG－30 型	150～250	32～41
				2DPG－55 型	200～300	

表 4－5－2 阶段强制崩落法的第二类技术指标

矿山	采矿法 方案	采准比 (m/kt)	炸药消耗(kg/t)		坑木消耗 (m ³ /kt)	回收率 (%)	贫化率 (%)	原矿成本 (元/t)
			崩矿	二次破碎				
德兴铜矿	同前表	7.1	0.31～0.37	0.14	1.2	65～80.2	16.8～18.4	
		14.7	0.31～0.40	0.12	1.2	71～82	18.4～36	
桃林铅锌矿	同前表	14～17	0.38	0.16	1.9	73	32	15
易门凤山坑铜矿	同前表	10～12	0.35～0.38	0.01～0.02	0.56～0.90	89～93.5	13～25	16.59 ～17.73
铜矿峪铜矿	同前表	4.5	0.48	0.17	0.35	80	25	20
狮子山铜矿	同前表	10	0.40～0.45	0.620	0.40	85～88	20～25	15.81

第二节 阶段自然崩落法

一、概述

阶段自然崩落法(图 4－5－4(a))的基本特点是:矿块大面积拉底和边界切帮后,借助自重与地压作用自然崩落成碎块。崩下的矿石经底部出矿巷道放出。崩落过程中,局部放矿约三分之一,余矿留待全阶段自然崩落完后最终大量放出。随着矿石大量的放出,上部覆盖岩层自然崩落充填空区。

矿石的可崩性和自然崩落机理

矿石自然崩落机理如图 4-5-4(b)所示,即矿块下部拉底后,失去支撑的矿石在重力和地压作用下,出现裂隙破坏而自然崩落下来。过一定时间形成暂时稳定的平衡拱而停止崩落。以后借助向上开掘的切帮巷道,破坏拱(首先是拱脚)的稳定性,使边界内矿石自然崩落下来,直至全阶段崩落完毕。这就是沿垂直方向移动平衡拱支撑点 A、B 的崩落原理。

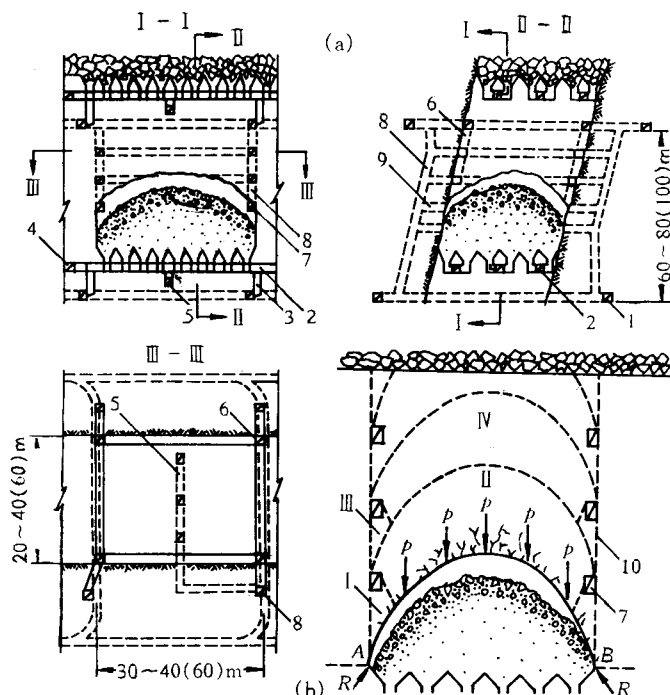


图 4-5-4 阶段自然崩落法

(a) 典型方案 (b) 崩落机理

1—阶段运输巷道 2—电耙道 3—溜井 4—联络道 5—回风巷道 6—切帮天井 7—切帮巷道;
8—观察天井 9—观察人道 10—崩落边界; I、II、III、IV—崩落顺序

在使用该法时必须确定矿石的自然崩落性质,即可崩性。可崩性迄今尚无一个较完善的确定方法。早年根据工程地质调查所得的矿石节理裂隙及物理力学性质等,运用类比推理法,将矿石可崩性分为 3~4 级。后来又在岩芯采取率指标法的基础上提出岩性指标(RQD)法。所谓岩性指标就是用金刚石钻头钻取出的不小于 10cm 长的岩芯段累加长度与钻孔长度的比值。这指标越大说明岩石越完整,可崩性越差;反之,可崩性好。美国有的矿山根据岩性指标把可崩性分为 10 级(图 4-5-5)称为可崩性指数。指数等于 10 的是最难崩的。还有的根据 RQD 数值把岩性分为 5 级描述。用 RQD 数字表示岩性是有很大的局限性的,所确定的可崩性不一定可靠。实际中往往同时运用多种方法综合

分析判定矿石的可崩性 ,其中调查和类比法仍占重要地位。近年美国应用地震吸收法确定矿石可崩性 ,取得了较好的结果。其原理是根据矿石对人工地震波传播中振幅衰减的变化情况 ,判定可崩性。

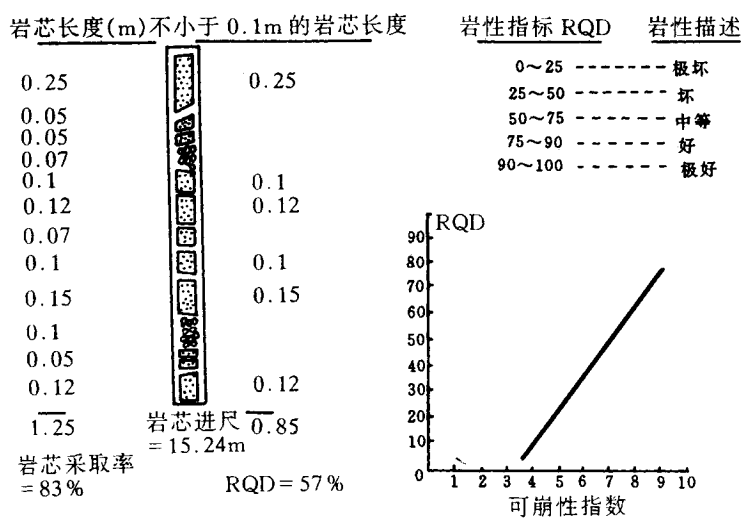


图 4-5-5 RQD 指标与矿石可崩性

根据开采单元的不同 ,可划为矿块开采(图 4-5-6) ,盘区开采 ,或不划分单元从矿体一端向另一端全面连续开采(图 4-5-7) 。当矿石的可崩性好 ,宜使用矿块开采。当矿石的可崩性中等 ,宜采用盘区开采。当矿石的可崩性差 ,需要有较大的拉底面积才能自然崩落时 ,宜采用全面连续开采。也有沿走向将矿体划为 250 ~ 300m 长的大盘区 ,在每个盘区中全面连续开采。

二、结构参数

随着矿块高度的增大 ,矿石自然崩落的有效高度增大。但出矿巷道的维护费用增大 ,矿块的切帮工程量增加 ,准备时间延长 ;如果矿块一侧紧靠充满崩落岩石的空区 ,或上盘岩石不太稳固 ,则出矿过程中矿石的侧面贫化增大。矿块高度一般为 50 ~ 60m ,最高达 150 ~ 200m。当矿体倾角陡 ,矿石可崩性好 ,矿块侧面无崩落岩石时取大值。

矿块的水平尺寸主要取决于矿石的可崩性和矿体的厚度 ;用电耙出矿时 ,还考虑电耙的有效耙距。矿块的宽度为 40 ~ 75m ,长度为 40 ~ 120m ,矿石可崩性好时取小值。生产实践表明 ,随着矿块水平尺寸的增大 ,作用于底柱上的地压也增大。当矿块垂直走向布置时 ,地压随矿块宽度的增大而增大。因此 ,矿块宜垂直走向布置 ,以使作用于底柱上的地压尽量小些。

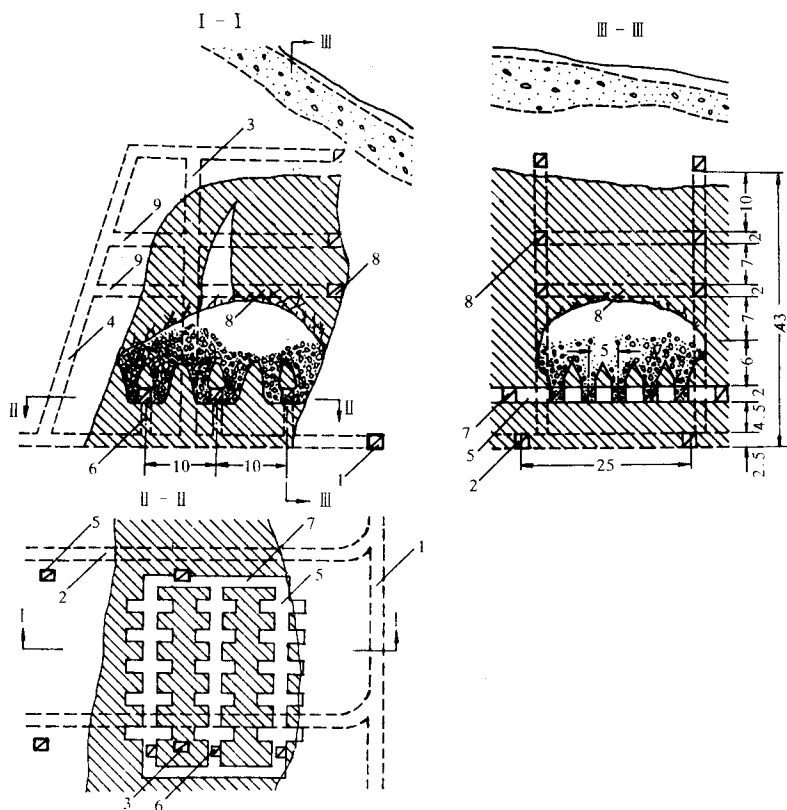


图 4-5-6 矿块自然崩落法

1—运输平巷 2—横巷 3—切帮开井 4—观察天井 5—电耙道；
6—溜井 7—电耙联络道 8—切帮巷道 9—观察巷道

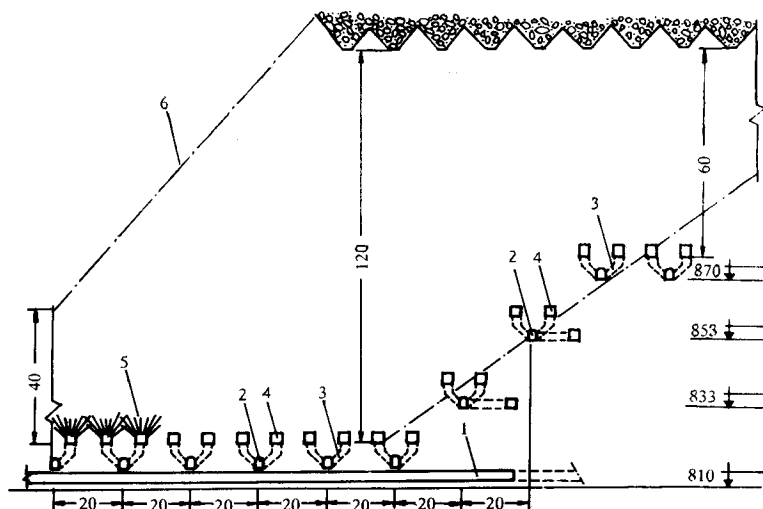


图 4-5-7 全面连续自然崩落法

1—横巷 2—电耙道 3—指状斗井 4—拉底平巷 5—拉底中深孔 6—矿体边界线

三、采切工作

采准包括运输平巷和横巷、溜井、二次破碎巷道(电耙道、格筛道或铲运机道)、斗颈、人行天井、回风巷道、联络道、观察天井、水平观察巷道等。切割包括切帮天井、切帮平巷和横巷、拉底平巷和横巷等。

观察天井位于矿块边界外围 7~10m 处,每个矿块在外围边角布置 2~4 条,并用水平观察巷道与切帮巷道贯通。他们主要用于观察矿石的自然崩落过程,并可用于回风和处理矿块边角未自然崩下的矿石。

由于底柱承受的地压大,出矿巷道的支护与维修工作量大。二次破碎巷道通常用 30~45cm 厚的高标号混凝土支护,或采用钢结构和金属网喷射混凝土联合支护;对于斗穿和装矿巷道的楣线,还可用锚杆或锚索加固。

四、回采工作

1. 切采:切采包括切帮和拉底。

切帮的目的是沿矿块边界削弱矿块与原矿和岩体的联系,破坏矿石自然崩落过程中形成的平衡拱基,圈定矿块的崩落边界,使它不发展到相邻未采矿块或两帮的围岩;切断或降低平衡拱角的应力,提高崩落边界附近处于高应力区的巷道稳定性。

在矿块的 1~4 面边界切帮。靠近采空区的一侧不必切帮;上盘岩石不稳固时,为避免出矿过程中的侧面贫化,也不宜切帮。通常只有回采第一个矿块,而上盘岩石又稳固时,才需要四面完全切帮。切帮的方式有巷道切帮和槽切帮。

采用巷道切帮时,在矿块边角布置 2~4 条切帮天井,自切帮天井沿矿块界面掘进切帮平巷和横巷,其垂直间距为 6~14m,矿石可崩性好时取大值。切帮巷道的距离在矿块下盘比两侧小些,在矿块下部比上部小些,在垂直走向的矿块比沿走向的小。

采用槽切帮时,除了布置切帮巷道外,自水平切帮巷道钻凿数排垂直平行深孔,分次爆破形成 2.5~3m 宽的切帮槽;或钻凿一排孔距较小的垂直平行预裂深孔,随拉底进行一次同段爆破形成预裂面。根据矿石的可崩性确定所需切帮槽的高度,如果所需高度不大,可用中深孔形成。通常切帮槽用于矿体开采的初期,待矿石自然崩落进入正常期后,只需采用预裂深孔,或者矿块的下部用切帮槽,上部用预裂深孔。形成切帮槽所崩下的矿石,与矿块自然崩落的矿石同时放出。

与巷道切帮相比,槽切帮在矿块边界的削弱面积大;水平切帮巷道间距大,切割工程量小,矿块准备时间短,但对破碎的岩石有不利的影响。选用切帮方式时,应考虑不使矿块过于削弱,否则矿石有可能成块崩落,影响出矿效率。通常,对于可崩性差的矿石用

槽切帮,对于可崩性好的矿石用巷道切帮。

拉底的目的是在矿块底部形成自由空间,促使矿石的自然崩落,影响其效果的有拉底高度、拉底方式和拉底方向。

根据拉底的高度分为低拉底和高拉底,低拉底的高度为 $2 \sim 4\text{m}$,高拉底的高度为 $4 \sim 8\text{m}$ 。与低拉底相比,高拉底的拉底巷道工程量小,劳动生产率高,作业安全性好,但矿块自然崩落部分的矿石储量减小,拉底一次暴露面积大,拉底过程难以掌握。高拉底通常用于可崩性中等或差的中硬矿石,低拉底用于可崩性好的矿石。

拉底方式分为浅孔、中深孔和深孔拉底,分别自拉底巷道钻凿水平浅孔、上向扇形中深孔和水平平行深孔。与中深孔和深孔拉底相比,浅孔拉底的灵活性大,可检查拉底效果,以免在拉底水平残留矿柱,影响矿石自然崩落,但拉底巷道工程量大,劳动生产率低,用于地压大、矿石可崩性好的低拉底。深孔拉底的主声缺点是:在节理发育的矿石中钻孔困难,地压大时深孔会变形,爆破时会影响出矿巷道的稳固性。因此,目前很少采用。中深孔拉底用于高拉底的条件。中深孔拉底时,通常拉底与扩漏同时进行。浅孔拉底时,拉底与扩漏同时进行,当矿石不稳定且松散时,可先拉底,后扩漏。

拉底速度要与矿石自然崩落速度相适应。拉底速度过快,次生应力难以得到充分的利用,对矿石的自然崩落不利,拉底速度过慢,出矿巷道承受集中应力,对其稳固性不利。一般,用浅孔拉底时,每次爆破一个漏斗的距离;用中深孔拉底时,每次爆破 $3 \sim 4$ 排炮孔。矿石可崩性好,拉底速度可快些。

拉底方向取决于矿块所处的地质采矿技术条件。在有大断层穿过矿块时,拉底方向宜与断层走向垂直,尽量与原岩水平主应力方向一致,并避免与下部二次破碎巷道平行,以免拱基应力在同一时期作用在某条巷道上。通常自邻近已崩落矿块一侧开始拉底,以利初期矿石的自然崩落,并沿对角线向矿块另一侧推进。相邻拉底巷道之间的超前距离约 $6 \sim 12\text{m}$ 。

2. 回采:包括出矿和地压控制。

出矿分为两个阶段:第一阶段是在矿石自然崩落过程中的局部出矿;第二阶段是矿石自然崩落结束后,在崩落岩石覆盖下的大量出矿。

局部放矿的作用是形成矿石继续崩落的补偿空间,并控制放矿速度,使之与矿石的自然崩落速度相适应。若出矿速度慢,会阻碍矿石自然崩落的发展,使出矿巷道承受集中应力,并压实已崩下的矿石,使出矿发生困难。若出矿速度快,则在已崩下矿石与未崩的矿石之间形成较高的空间,矿石大面积崩落时会产生动压力和空气冲击波,若矿块侧面有已崩落的岩石,则崩落岩石将涌入空间造成超前贫化。

出矿速度一般为 $0.15 \sim 0.30\text{m/d}$,最高达 $1.0 \sim 1.2\text{m/d}$,出矿初期宜取小值,矿石可

崩性好取大值。在生产过程中 根据矿石的自然崩落速度进行调整。出矿设备采用格筛重力出矿 ,电耙或铲运机出矿。

五、方法评价

1. 适用条件 :该法适用于矿石可崩性好 ,易于自然冒落的块度不大 ;矿石品位低 ,品位分布均匀 ,夹石少 ;矿石不自燃 ,不结块 ;矿体厚度大($> 30 \sim 40\text{m}$) ,有足够的水平面积 ;形态规整 ;倾角为水平、倾斜或急倾斜 ;矿体与围岩的接触界限明显 ;两盘围岩比矿石稳固 ,以减少侧面贫化 ;覆盖岩石稳固性差 ,能随矿石放出而自然冒落 ;地表允许崩落等条件。

2. 优、缺点 :该法有矿块生产能力大 ,劳动生产率高 ,采矿直接成本低等优点。其缺点是适用条件很严格 ,方法灵活性差 ,较难改变成其他采矿方法 ;对切帮、拉底和出矿的管理水平要求高 ;出矿巷道的支护和维修工作量大 ,调节产量比较困难。

第六章 覆盖岩层下放矿采矿技术

分段与阶段崩落法的崩下矿石从崩落的覆盖岩石层(以下简称覆岩)下放出时,必须掌握放矿中崩落矿岩的移动规律,控制矿石损失和贫化,加强放矿管理,以优化回采技术经济效果。

第一节 覆岩下放矿时崩落矿岩移动规律

一、单漏斗放矿时崩落矿岩移动规律

如图 4-6-1(a)所示,当从漏斗放矿时,每份放出矿石原来在采场崩落矿岩堆中所占据的空间形体为一近似的旋转椭球体,称为放矿椭球体或放矿体。在放矿体放出过程中,其周围一定范围内的矿岩便下移而松动,这松动的空间形体也是一近似椭球体,称为松动椭球体或松动体。随着放矿体的放出,松动体内各水平层呈漏斗状凹陷,称为放矿漏斗。设放矿体(或矿石层)高度为 h ,大于 h 的各水平层上的放矿漏斗称为移动漏斗;等于 h 的水平层上放矿漏斗称为废石漏斗;小于 h 的各水平层上放矿漏斗称为破裂漏斗。

放矿体体积 Q 可用下式计算:

$$Q = \frac{\pi}{6} h^3 (1 - \epsilon^2) + \frac{\pi}{2} r^2 h \quad (6-1)$$

式中 h ——放矿体高度;

r ——漏斗口半径;

ϵ ——放矿体偏心率 $0 < \epsilon < 1$ 。

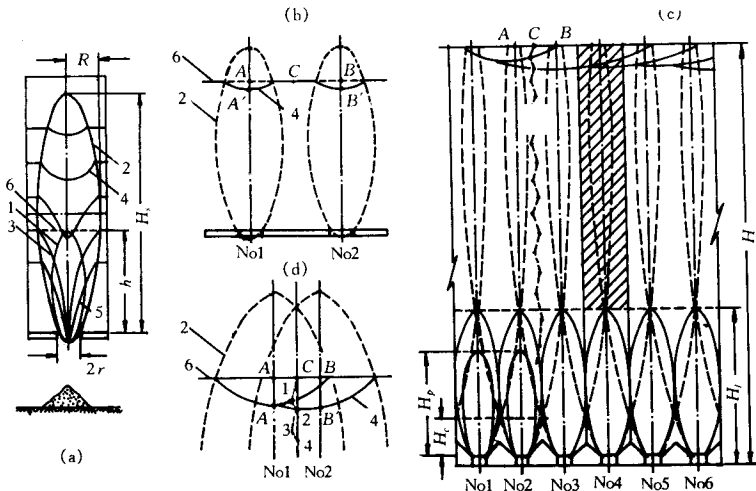


图 4-6-1 漏斗放矿时矿岩移动规律

(a)单漏斗放矿 (b)邻漏斗松动物相离时放矿 (c)邻漏斗松动物相交时放矿；

(d): 图中界面移动局部放大 ;1—放体 2—松动物 3—废石漏斗 4—移动漏斗 5—破裂漏斗 ;
6—矿岩界面 ; H_L 、 H_p 、 H_c —极限、贫化、脊部高度 ; H —崩矿层高度 ; H_s —松动物高度 ; h —放矿体高度

放矿体形态主要取决于矿石块度组成、压实度、粘结性和湿度等。若块度组成偏细，压实度、粘结性和湿度大，则放矿体瘦长，甚至呈“管子状”，这时 ϵ 值就大，放矿情况差，漏斗间残留的脊部损失大；反之， ϵ 值小，椭球体胖短，放矿体积的 10~15 倍，高度的 2~2.5 倍。松动体内矿石发生二次松散，其外部矿石仍处于静止状态。二次松散系数 K 为：

$$K = \frac{Q_s}{Q_s - Q} \tag{6-2}$$

式中 Q_s ——松动体体积；

Q ——放矿体体积。

K 值为 1.071~1.1。

废石漏斗的形成标志着纯矿石回收已告结束，贫化矿石的回收即将开始。随着贫化矿石的放出，废石漏斗变成的破裂漏斗，其母线倾角逐步变缓，最后稳定于极限倾角 70° 或稍大些。极限放矿漏斗母线之外的矿石是放不出的脊部损失，极限放矿漏斗倾角是覆岩下崩落矿石的最小放矿角。废石漏斗半径 R 可用下式计算：

$$R = \sqrt{(H_s - h)(1 - \epsilon_s^2)h} \tag{6-3}$$

式中 H_s ——松动体高度；

ϵ_s ——松动体偏心率，可取与放矿体偏心率相同的数值；

h ——放矿体高度。

二、多漏斗放矿时崩落矿岩移动规律

根据漏斗间距,多漏斗放矿主要有两种情况,一是邻斗松动体相离情况下放矿,另一是在邻斗松动体相交情况下放矿。

前种情况如图 4-6-1(b)所示,当从斗 1 到斗 2 先后放出等量的矿石时,这两斗轴线与矿岩接触面(下称界面)交点上的 A 、 B 颗点先后到达了同标高 A' 、 B' 点位,而这两点间中线与界面交点上的 C 颗点则不动,于是出现了斗上凹、半边凸的矿岩界面。这两斗再放下去,则更为凹凸。若从斗 1、斗 2 到其它斗按此顺序等量放矿,最后的界面便出现了一系列的凹谷,谷与谷间残留着放不出的大量脊部矿石,这种情况是不容许的。

后种情况如图 4-6-1(c)(d)所示,若从斗 1 到斗 2 也顺序等量多循环放矿,则 C 颗点在每循环中经两次或几次的运动叠加后,便到达了与颗点 A 、 B 新位置的大致相等的标高点上,这样就变凸为平。若斗 1、斗 2 依此等量轮放下去,最后 C 颗点在中线左边形成了一条“之”字形的运动轨迹。若从斗 1、斗 2 到斗 3、斗 4……顺序等量均匀多次放矿,则每次的界面基本上保持水平下移。其间,下移到临界高度 H_L 时,邻斗的放矿体便相切,理论上这时邻斗放矿的相互影响就消失,界面开始出现凹凸不平。但实际上这时以后的界面尚可水平下移(因邻斗的松动体仍相交),一直下移到贫化高度 H_p 时,才开始真正出现界面凹凸、矿石贫化。接着再放,凹凸更明显,贫化更大。最后放到脊部残留高度 H_C (和截止品位时停放。这种情况各斗矿石回收最充分,斗间脊部矿损最小。

三、端部放矿时崩落矿岩移动规律

无底柱分段崩落法从进路端部放矿时,崩落矿岩移动规律(如图 4-6-2 所示)基本上符合椭球体放矿理论,只是因端壁的限制而有所变异。在进路的横剖面图上,放矿椭球体、松动椭球体和废石漏斗这三种几何体(简称三体)的形状同有底柱放矿时差不多,它们对于流轴是对称的。在进路的纵剖面图上,那三体因受端壁的阻碍,发育不完全,放矿体形状是扁椭球体,体积大小因端壁倾角和轴偏角(三体流轴偏离端壁的角度)大小而异。端壁前倾时,那三体也前倾,轴偏角较小或为零,放矿体也较小;端壁垂直时,三体稍前倾,轴偏角和放矿体均较大;端壁后倾时,三体垂直,轴偏角和放矿体最大。若端壁后倾倾角大或粗糙,则轴偏角大,矿石损失和贫化也大。

放矿体体积 Q 可用下式计算:

$$Q = \pi abc \left(\frac{2}{3} + \frac{a \tan \theta}{c} \right) \quad (6-4)$$

式中 a ——放矿体的长半轴;

b ——进路横剖面上放矿体的短半轴；
 c ——进路纵剖面上放矿体的短半轴；
 θ ——轴偏角。

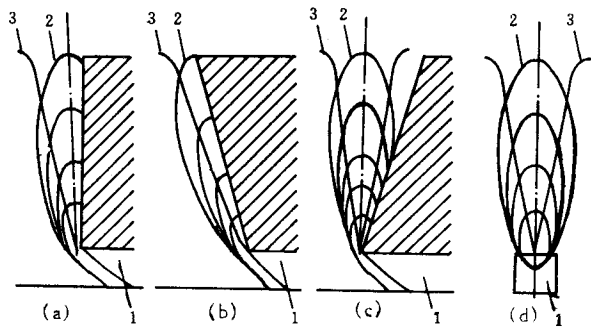


图 4-6-2 端部放矿时矿岩移动规律

(a)(b)(c)端壁垂直、前倾、后倾时进路纵剖面；
(d)三种端壁的进路横剖面
1—进路 2—放矿体 3—废石漏斗

第二节 放矿时的矿石损失和贫化

一、矿石损失、贫化类型和降低损失、贫化措施

覆岩下放矿时矿石的损失和贫化 ,主要取决于采场矿岩界面位置、界面数目、采场 (矿体)下盘倾角和放矿口形式等放矿条件。根据这些条件 ,可把覆岩下放矿时矿石损失和贫化问题分成四类 :具有一个水平界面的直立有底柱采场的损失、贫化 ,具有一个水平和一至三个侧边 (垂直)界面的直立有底柱采场的损失、贫化 ,倾斜有底柱采场的损失、贫化及端部放矿采场的损失、贫化。

1. 具有一个水平界面的地立有底柱采场的损失、贫化 :这类采场在顺序等量均匀放矿中 ,矿石损失主要是邻斗间脊部损失 ,这损失大小可用每漏斗的体积损失率 D 表示 ,而 D 等于 1 与每斗纯矿石体积回收率 V 之差 , V 大致等于临界高度 H_L 的放矿体积同其上部的平行六面体体积 (图 4-6-1C 中的阴影线部分)之和。由此得出 :

$$D = 1 - V = \frac{S}{H} \left(0.476 - 1.57 \frac{r^2}{S^2} \right) \frac{1}{\sqrt{1 - \epsilon^2}} \tag{6-5}$$

式中 H ——崩(放)矿层高度;

S ——漏斗口间距;

其它符号同前。

从上式可看出,增大放矿层高度和漏半径,减小漏斗间距和放体偏心率有利于降低矿石损失。使矿石块度崩得均匀,减小粉(或不合格大块)矿率和矿石湿度,增加矿石松散性等有利于减小偏心率。

为了减少矿石损失,在界面下降到高度 H_p 时往往还一直放到高度 H_c (截止品位上,于是混入废石,出现贫化。贫化大小主要取决于放矿制度和截止品位。若矿山某时期的截止品位高,则放矿截止早,矿石贫化小,损失大;反之亦然。因此,要降低矿石损失和贫化,必须优化放矿制度和截止品位指标等。

2. 具有一个水平和一至三个侧边界面的直立有底柱采场的损失、贫化:这类采场在顺序等量均匀放矿中,内列各漏斗放矿时的损失贫化情形与前类采场相同,但采场边侧的外列漏斗情形则不同。在有底柱崩落法矿山,为了矿块拉底的安全和减少侧边废石的混入,采场的边列漏斗中心轴线到侧边已采矿块垂直矿岩界面的距离 σ 一般大于 $S/2$ [图 4-6-3(a)]。这些边斗所负担的矿石作为保护带,留待最后放出。若 σ 较大,则必须在保护带的底柱中另开漏斗放矿。实验表明,边列斗放出时的损失率达 60~70%,贫化率也很大。如要多回收贫化矿石,则贫化更大。实验还证明,侧边垂直界面数目等于 2~3 个时,则整个采场总的侧边损失率和贫化率成倍增大。因此,为了降低这类采场放矿时的损失和贫化,除了采用前类办法外,还必须尽量减少矿岩界面数目和边列漏斗负担面积比例,增大采场面积,尤其是增大内列各漏斗的负担面积比例。

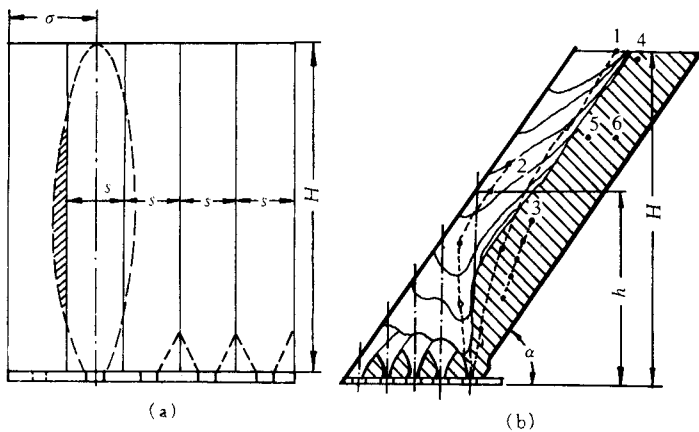


图 4-6-3 具有水平和侧边界面采场 a 及倾斜采场 b 放矿石

3. 倾斜有底柱采场的损失、贫化:如图[4-6-3(b)]所示,这类采场(矿体)底盘倾角

小于 90° 或小于极限放矿漏斗母线倾角 , 因此在用合理的放矿方式放矿终了时 , 不但有脊部损失 , 还有下盘损失。这下盘损失随着放矿层高度的增大及矿体倾角和厚度的减小而增大。正常放矿体和废石漏斗只能到达 h 高度 , 在 $H - h$ 范围内矿岩界面线与下盘接触线平行 , 于是两线间包络有下盘堆积。为了减少下盘损失 , 则需在下盘脉外开设充补充漏斗。我国使用有底柱崩落法矿山 , 在矿体倾角小于 60° 时 , 都在下盘脉外布置漏斗。在下盘和底柱漏斗放矿中 , 除应采用上述两类减少损失和贫化的措施外 , 还应注意加强放矿管理。

4. 端部放矿采场的损失、贫化 : 同前面的各种情形一样 , 这类采场在放矿过程中 , 在放出纯矿石放矿体后 , 开始逐步混入废石 , 放矿品位逐渐降低 , 直至截止品位时停放 , 最终在相邻的进路间留下脊部矿石堆积 , 这堆积中的大部分矿石能在下分段回采时回收 , 只有部分放不出来而成为脊部损失 [图 4 - 6 - 4 (a)] ; 同时 , 在进路的正面还留下被废石覆盖的正面矿石堆积 , 这堆积 (是崩矿层厚度大于出矿设备铲斗的铲取深度所致) 中的大部分矿石在下分段不能回收而成为正面损失 [图 4 - 6 - 4 (b)] , 少部分能回收的 , 也贫化极大。因此 , 应尽量避免正面损失。

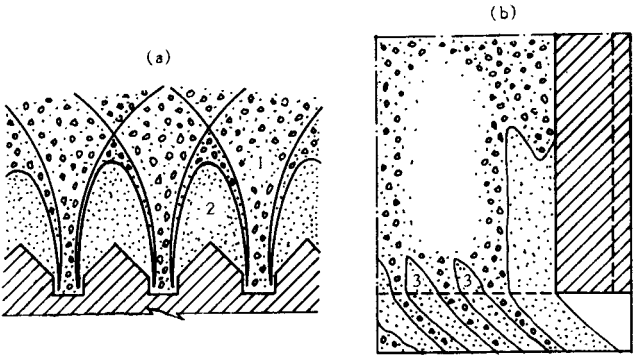


图 4 - 6 - 4 端部放矿损失

(a)侧脊损失 (b)正面损失

1—废石漏斗 2—进路侧边脊部损失 3—进路正面损失

为了降低端部放矿时的损失和贫化 , 要加强出矿管理 , 重视采矿法结构和工艺参数的改进。如 , 尽量加大出矿设备铲斗每次铲入深度 , 实行进路全断面均匀出矿和工作面矿石品位快速测定 , 设法合理加大进路宽度和边孔倾角 , 以利于进路全断面均匀放矿和保持界面水平下降。

二、矿石二次损失、贫化和放矿截止品位的确定

分段和阶段崩落法放矿时的损失和贫化为二次发生的。由于二次损失和贫化是在崩矿时一次发生的之后,所以一次、二次和总的矿石损失和贫化这三者之间的数量关系为:

$$\left. \begin{aligned} D &= D_1 + D_2 - D_1 D_2 \\ V &= V_1 V_2 \end{aligned} \right\} \quad (6-6)$$

式中 D 、 D_1 、 D_2 ——分别为总的、一次、二次矿石贫化率;

V 、 V_1 、 V_2 ——分别为总的、一次、二次矿石回收率;

一般情况下, D_1 、 V_1 是根据崩矿设计确定, D 、 V 是根据出矿品位确定。借此可根据关系式算出 D_2 、 V_2 。

与二次损失和贫化密切相关的是二次截止品位。所谓放矿截止品位是分段或阶段崩落法的每个漏斗或进路当次(瞬时)停止放矿时的矿石极限品位。截止品位是个重要的技术经济指标,若这指标过高,则意味着在有利可得的情况下停止放矿,使矿石损失增大和总盈利额减少;若过低,则在一部分放出矿石中混入的岩石量过多,增大这部分矿石的加工费用,从而导致这部分矿石的经济亏损。因此,放矿截止品位 α_j 应按总盈利额最大原则确定。据此得出其计算式为:

$$\alpha_j = \frac{E\beta_j}{\epsilon_x J} \quad (6-7)$$

式中 E ——每吨采出矿石的放矿、运输、提升和选矿等项费用,元/t;

β_j ——精矿品位,%;

ϵ_x ——选矿金属回收率,%;

J ——每吨精矿售价,元/t。

第三节 放矿管理

一、分段和阶段有底柱崩落法的放矿管理

这类采矿法的放矿管理主要是确定放矿方案和放矿制度,编制并实施放矿图表。

1. 放矿方案 按照矿岩界面的下降状态,放矿方案有水平放矿和倾斜放矿两种。水

平放矿时矿岩界面基本上保持水平面下降,倾斜放矿时基本上保持一定角度的倾斜面(由水平界面与侧边界面合成)下降。水平放矿方案管理方便,控制容易,但有可能造成侧边界面贫化。倾斜放矿方案因界面数减少,混入废石也减少,但倾斜界面控制难,脊部损失大(因要控制成倾斜而采用依次放矿所致),所以现场少用。

2. 放矿制度:放矿制度是实现放矿方案的手段。根据不同的放矿顺序、一次放矿量和放矿方案,放矿制度有顺序等量均匀放矿、顺序不等量均匀放矿和依次放矿三种。生产中多数采用前两种。

顺序等量均匀放矿是相等的一次放矿量,多次、顺序地把每漏斗负担的矿石逐步放出。它适宜于只有一个水平或倾斜界面下的直立采场放矿。这种放矿,一次放出量的多少直接决定着界面下降高度和移动状态,矿石损失和贫化大小。以往,常以每班或几个班的产量来定每斗一次放矿量,则封斗困难,按量放矿不易实现。现今,多数矿山都使用以自然卡斗来定一次放矿量,这不仅减少每次封斗的麻烦,而且随着往复多次的放矿,每斗一次平均自然放矿量趋于大致相等。

顺序不等量均匀放矿是用不相等的一次放矿量,多次、顺序地把每斗负担的矿石逐步放出。它适宜于倾斜采场放矿。这种采场靠下盘的漏斗负担矿量大于靠上盘的,所以从下盘顺序放向上盘时,要使靠下盘的漏斗一次放矿量大于靠上盘的,这样可保持矿岩界面呈水平或倾斜状态均匀下降。

依次放矿是依次将漏斗负担矿量一次放完。它只适用于放矿层高度小于放矿极限高度的缓倾斜中厚矿体采场放矿。这种采场各斗的放矿基本上互不影响,矿石脊部损失大。

3. 放矿图表:它是执行放矿制度的措施和指导放矿的依据。根据放矿图表,可以及时掌握放矿过程中矿岩界面的空间形状和位置及品位变化,借此分析漏斗发生过早贫化和纯矿石量回收不多等放矿异常的愿因。放矿图表常以电耙道为单元进行编制,其形式如图4-6-5所示。图中横坐标表示按序排列的漏斗,纵坐标表示各漏斗不同时期负担的矿量(它按平行六面体粗算而得)或放矿高度,坐标网上的曲线表示不同时期电耙道上方矿岩界面的形态和位置。为有利于对纯矿石回收的准确指导,最好能将各漏斗不同时期纯矿石放矿量和品位也注入图表中。

二、无底柱分段崩落法的放矿管理

该采矿法每步距较薄的崩矿层被顶部和一至三个侧边矿岩界面所包围,贫化和损失大,纯矿石放出矿量小。在放矿初期,纯矿石仅放出40%左右,以后放出的,便是贫化矿石,一直放到截止品位为止。因此,在放矿过程中一定要严格放矿管理,确定合理的放矿

截止品位,以便及时而科学地决定放矿截止时间;制定放矿计划,编制各步距放矿图表;统计不同时期的放矿量和品位,实行工作面品位的快速分析,进一步研究和运用 X 射线荧光分析仪器位快测技术。

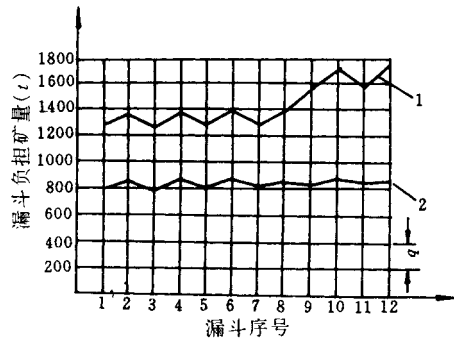


图 4-6-5 放矿图表

1、2—放矿初期、中期各斗负担矿量; q —一次放矿量