

爆力运搬采矿法凿岩爆破参数^①

谢国华

(中南工业大学资源开发工程系, 长沙 410083)

摘 要 川口钨矿杨林坳矿区为倾斜中厚多层低品位难采矿体, 一般倾角 $30^{\circ}\sim 45^{\circ}$, 平均倾角 36° , 针对该矿区开采技术条件特点, 确定采用爆力运搬阶段矿房采矿法, 并通过 463—1 采场试验, 着重对爆力运搬凿岩爆破参数进行了研究, 提出了合理确定凿岩爆破参数的方法和技术依据, 使该项试验获得了成功。

关键词 爆力运搬采矿法 爆力运距 爆力运搬调整系数 自重出矿

1 地质及采矿技术条件

川口钨矿杨林坳白钨矿床, 矿体主要由充填在 NNW 构造裂隙带内的石英脉群及其围岩中的微细脉体构成。石英脉分段成群出现, 单脉厚度一般为 $3\sim 5\text{ cm}$, 也有大于 10 cm 的大脉和小于 1 cm 的细脉; 网脉一般由小于 1 mm 的微脉组成。矿体为似层状, 走向 $600\sim 1300\text{ m}$, 水平宽度约 500 m 。按含脉率 5% , 含脉密度 5 条/m 的指标圈定工业矿体共 10 个。大中型矿体为厚大板状, 小型矿体为扁豆状。 $1^{\#}\sim 6^{\#}$ 矿体平均厚度为 $2.9\sim 34.3\text{ m}$, 平均倾角 36° , 最大埋深 200 m , 距地表最浅深度 $25\sim 30\text{ m}$ 。

试验矿块位于南北 63° 至 64° 勘探线之间, 其 x 自 $7250\sim 7560$, y 自 $2200\sim 2260\text{ m}$, z 自 $336\sim 376\text{ m}$, 为原生板岩型 $2^{\#}$ 矿体, 矿岩坚固性系数 $f=6\sim 8$, 中等稳固或稳固。矿体上部平均厚度 8 m , 下部厚度达 13 m 。矿体倾角 40° 。矿岩体重 2.65 t/m^3 , 松散系数 $1.7\sim 1.98$, 自然安息角 37° 。经采准巷道凿岩上山掘进揭露, 矿石品位较低, 沿倾向自下而上逐渐减小, 矿房上端 13 m 的矿石品位均低于可采工业品位 0.25% ; 下部平均品位为 0.43% , 顶板围岩和断层含矿, 地质平均品位为 0.2% 。

试验采场有 F_{28} 和 F_{29} 两条断层破碎带, 其走向 NNW, 倾向 NE, 破碎带宽度 $0.5\sim 0.8\text{ m}$, 倾角 $50^{\circ}\sim 68^{\circ}$, 将矿体分割成一大三角体, 给回采试验造成极大的难度。

2 矿房布置及主要结构参数

试验矿块在 263、463 阶段巷道和 463、464 川脉巷道之间, 阶段高 40 m , 川脉巷道间距为 50 m 。沿矿体走向将矿块划分为四个矿房和间柱, 矿房宽 9 m , 间柱 4 m 。爆力运搬采矿只在其中一个矿房内完成, 即 463—1 试验采场。其矿房主要构成要素如下。

(1) 矿房斜长: 矿房底板倾角 40° , 阶段高 40 m , 斜长 62.2 m 。施工中通过凿岩上山掘进时揭露矿房上端长 13.8 m 内的矿石平均地质品位均低于可采工业品位 0.25% , 由矿山地测科圈定不拟回采, 对原施工设计作了修改, 矿房实际斜长为 48.4 m 。

(2) 矿房高度(即矿体厚度): 因矿岩交接边界不明显, 在掘进切割槽后, 由矿地测科根据矿石品位, 确定矿房下部高为 13 m ; 上端平均高 11 m 。

(3) 矿房宽度: 设计为 9 m 。

(4) 矿房底柱: 垂高 7 m , 斜长 10 m 。

^① 收稿日期: 1994—09—07

(5) 切割槽宽度: 4 m。

(6) 矿房回采长度: 34.4 m(其中: 高段矿体厚 13 m, 长 30 m; 低段矿体平均厚 11 m, 长 4.4 m)。

爆力运搬采矿法试验矿房主要结构参数, 见图 1 所示。

3 爆力运搬凿岩爆破参数研究

川口钨矿杨林坳矿区矿体为倾斜厚矿体, 一般倾角 $30^{\circ} \sim 45^{\circ}$, 平均倾角 36° 。这类倾斜矿体占矿区 60%~70% 的工业储量。当矿体倾角为 40° 左右时, 采场内矿石运搬便成为一个难题。采用电耙出矿, 矿体倾角太陡, 耙矿效率显著降低, 作业安全性差; 用自重出矿, 矿体倾角又显得太缓, 难于将全部矿石放出。针对该矿区开采技术条件的特点, 在采矿方法方案设计论证中, 确定采用爆力运搬阶段矿房采矿方法。

采场爆力运矿主要凭借炸药爆破时产生的能量, 利用爆力把矿石抛离矿体一段距离, 并借动能和势能使崩落矿石在采场底板滑行、滚动一段距离, 使人员不需进入采场暴露顶板之

下作业, 而实现采场矿石运搬。

爆力运矿效果受到矿体倾角、厚度、矿岩性质、采场结构、炸药性能、爆破技术以及底板光滑程度等因素影响。在该矿区采矿技术条件适合采用爆力运矿采矿法的情况下, 爆破技术和施工质量便关系到试验成败。所以, 在 463—1 采场试验中, 着重抓了凿岩爆破参数的研究。

3.1 炮孔直径 d

炮孔直径影响着每米炮孔崩矿量、炸药消耗量、爆力运距、大块率和凿岩速度等指标。对爆力运矿采矿法而言, 当每米炮孔崩矿量和炸药性能一定时, 增大炮孔直径, 有利增强单孔爆破威力, 降低大块率, 加大爆力运距。

试验中炮孔直径的选择, 主要考虑尽可能利用该矿现有设备和工具。试验采用 YGZ—90 型钻机, 炮孔直径为 58~65 mm。试验得知, 当单位炸药消耗量一定时, 采用人工装药, 装药密度只能达到 0.8~0.9, 对 58~65 mm 的炮孔直径, 难于保证每米装药量, 从而影响爆力运距。随着采场工作面推进, 搬运距离超过 20 m 以上, 影响更明显。通过试验认为: 使用 YGZ—90 型钻机, 人工装药, 适当加大炮孔直径至 65~75 mm, 有利提高爆力运距。

3.2 炸药单耗量 q

炸药单耗量是影响爆力运搬效果的重要参数之一。当矿体倾角和厚度、炸药性能一定时, 适当增加炸药的单耗量, 不仅能降低大块率, 而且有利于提高爆力运距和爆破效果。

试验中 q 值按下述方法确定。

(1) 类比法

国内应用爆力运搬采矿法比较成功的中条山胡家峪铜矿、杨家杖子岭前矿、青城子铅矿、龙烟铁矿的 q 值见表 1。

杨林坳矿区试验矿块, 矿体厚 7~13 m, 倾角 40° , 矿岩均为原生板岩, $f=6 \sim 8$, 中等稳固, 炮孔直径 65 mm。参考表 1 中类似矿山经验, q 值可取 0.26~0.34 kg/t。

(2) 查图表法

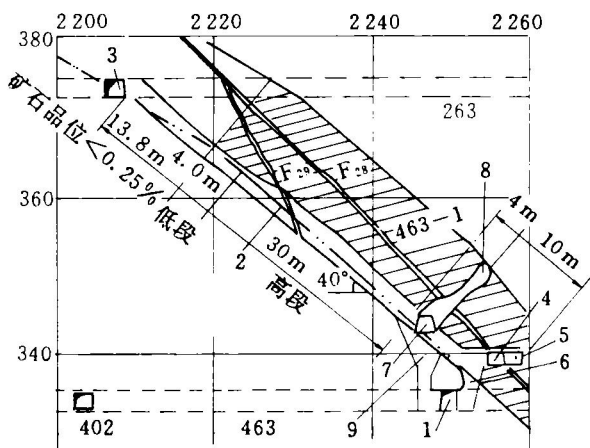


图 1 463—1 试验矿房结构参数图

- 1—401E 沿脉巷道; 2—凿岩上山; 3—202 沿脉巷道;
4—电耙室联络道; 5—措施电耙室;
6—掘进上山时的漏斗; 7—切割横巷; 8—切割天井;
9—采场振动放矿漏斗

表 1 国内矿山应用爆力运搬的炸药单耗量实例表

矿山名称	开 采 技 术 条 件				d / mm	$q / \text{kg} \cdot \text{t}^{-1}$	
	厚度/m	倾角($^{\circ}$)	上盘围岩	矿 石			
中条山胡家峪矿、南河沟坑	水平厚10	45	矽化大理岩, 稳固, $f = 8 \sim 10$	同上盘	矽化黑色片岩, 较稳固	75	0.34
场家杖子岭前矿	水平厚8~12	40~42	灰黑色石灰岩 较稳固	同上盘	同上盘	100~110	0.38~0.39
青城子铅矿	4~8	25~55 平均 40	石墨化白云石大理岩, 中稳 $f = 8 \sim 8$	稳固 $f = 8 \sim 10$	矽化白云母片岩, 中稳, $f = 8 \sim 8$	65	0.23 ~ 0.26
龙烟铁矿庞家堡矿区	平均厚6.17	35 ~ 41	黑色灰岩中稳	稳固 $f = 8 \sim 15$	石英岩 $f = 18 \sim 22$	60	0.4

436 试验采场实际回采长度 34.4 m, 矿石运搬最长距离为 38.4 m, 矿体倾角为 40°。从图 2 中查得炸药单耗量 $q = 0.67 \text{ kg/m}^3$, 即 $q = 0.25 \text{ kg/t}$ 。

(3) 按现场经验取值

该矿区现采用上向扇形中深孔分段崩落采矿法, 历年来的统计, q 值一般为 0.24~0.32 kg/t。另据国内外经验, 采用爆力运搬的炸药单耗量比非爆力运搬的要多 30%, 折算为爆力运搬采矿法的 $q = 0.31 \sim 0.42 \text{ kg/t}$ 。

根据上述方法初选的 q 值, 结合矿岩为原生板岩, $f = 6 \sim 8$, 中等稳固, 矿体厚度变化不大, 大致划分为两段(见图 3 所示), 分别按矿体厚度、矿石运搬距离, 确定各段的 q 值。其中, 高段的矿体厚 13 m, 长 30 m, 最大运距 34 m, 选取 $q = 0.32 \text{ kg/t}$; 低段处在采场上

端, 矿体厚 7~11 m, 长 4.4 m, 最大运距达 38.4 m, 考虑厚度减小, 运距加大, 需适当增加药量, 取 $q = 0.41 \text{ kg/t}$ 。

施工设计中, 依据确定的 q 值, 分别布置高段和低段的炮孔排列。详见图 3、4。其中:

- 高段排 炮孔平均装药系数为 0.92;
每米炮孔平均装药量为 1.13 kg。
- 低段排 炮孔平均装药系数为 0.93;
每米炮孔平均装药量为 1.12 kg。

3.3 最小抵抗线 W

最小抵抗线依据矿石性质、炮孔直径、装药密度、炸药性能和爆力运距来确定。实践证明, 在同等装药结构条件下, 最小抵抗线直接影响爆力运距和破碎质量。若 W 过大, 抛掷运搬效果差, 大块率高, 爆破效率低; 若 W 过小, 容易产生带炮, 造成悬顶增加损失率, 更会严重影响后排的爆破效果。

在一般地下中深孔采矿法中, W 选取是根据孔直径 d 与最小抵抗线 W 比值确定的。

坚硬矿岩: $W = (25 \sim 30) d$
中硬矿岩: $W = (30 \sim 35) d$
较软矿岩: $W = (25 \sim 40) d$

(1)

在爆力运搬采矿法中, 由于炸药单耗量增加, 避免炮孔布置过于密集, 需适当减少孔数。但又要保证有充足的爆破能量, 能有效的破碎和抛掷矿石, 又不能减少炸药单耗量 q , 因此必须调整 W 。研究者认为, 在试验中对上述公式应乘以爆力运搬调整系数 $K_1 = 0.65$

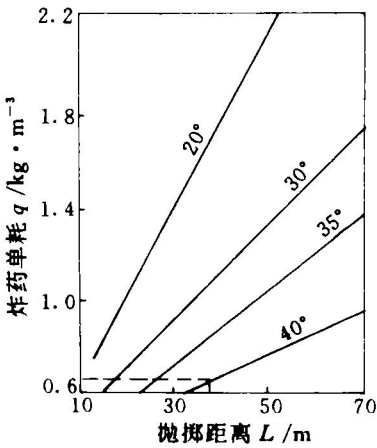


图 2 爆力运搬采矿法崩矿的炸药单耗量

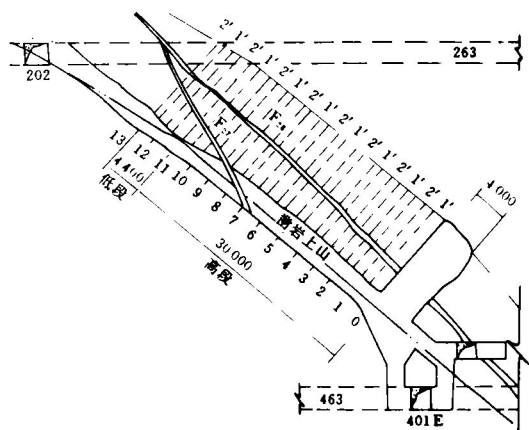


图3 高段炮孔布置图

1'—前爆破排; 2'—后加强排; 1, 2……大排序号

~0.85。当爆力运距大, 矿体厚度小于10m, 倾角小于40°时, 取小值; 反之取大值。

436 试验采场, 矿体为原生板岩型, $f = 6 \sim 8$, 中硬, 倾角40°, 高段厚13m, 低段平均厚9m, 孔径 $d = 65\text{mm}$ 。其 W 值为

$$W = K_1(30 \sim 35)d = 1.27 \sim 1.93\text{m}$$

试验中取:

高段 $W = 1.5\text{m}$

低段 $W = 1.2\text{m}$

加强排 $W = 1.0\text{m}$

见高段炮孔布置图3。前爆破排与后加强排的炮孔交错呈梅花形布置。

3.4 炮孔密集系数 m

炮孔密集系数 m 依据孔底距 a 与最小抵抗线 W 比值确定, 它直接影响爆破质量和凿岩工作量。若 m 取值过大, a 加大, 容易产生大块和底板爆破不平整, 严重影响爆力运搬效果; 若 m 取值过小, 势必增加凿岩量, 从而降低采矿效率。

试验中依据该矿区采用上向扇形中深孔分段崩落采矿法的经验, 结合爆力运搬采矿法的特点, 取 $m = 1 \sim 1.35$ 。按下式确定孔底距 a 。

$$m = \frac{a}{W}$$

$$\text{即 } a = (1 \sim 1.35)W \quad (2)$$

施工中为保证采场底板爆破平整, 有利提高爆力运搬效果, 不能按一种孔底距布置炮孔, 必须对采场两底邦的炮孔加密, 适当减小孔底距。试验中实际取值如下。

高段炮孔排列: $W = 1.5\text{m}$, $m = 1.35$, $a = 2\text{m}$, 两底邦 $a = 1 \sim 1.5\text{m}$;

低段炮孔排列: $W = 1.2\text{m}$, $m = 1.25$, $a = 1.5\text{m}$, 两底邦 $a = 1\text{m}$ 。

在高段爆破试验中, 曾把第8排孔底距 a 增大到2.5~3m。爆破结果, 大块的产生明显增多, 矿石抛掷效果显著降低, 以后又调回到 $a = 2\text{m}$ 。

3.5 装药结构

试验中, 根据孔内传爆方式不同, 装药结构有两种。多起爆药包装药结构和导爆索装药

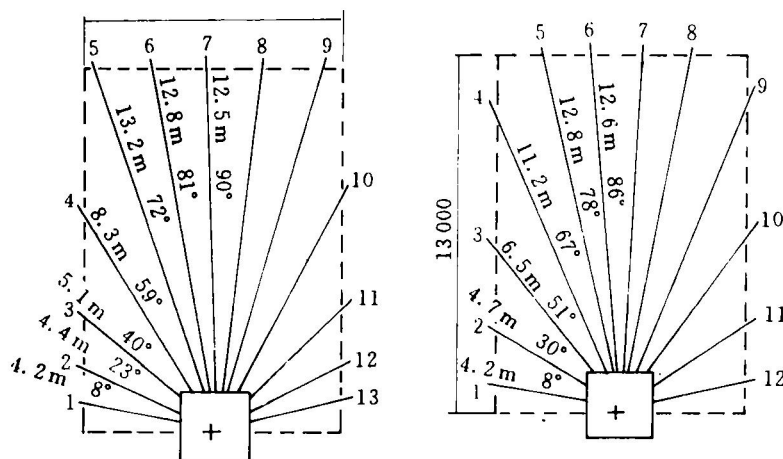


图4 0—11 高段炮孔排列图

结构详见图5所示。

孔口堵塞长度,对扇形炮孔孔口不宜装药过多。为了避免前排对加强排产生带炮和加强排对后排工作面凿岩上山口带下大块,使顶板过高造成装药困难,各孔的堵塞长度应不相同。试验中对上帮、顶板炮孔堵塞长度取0.5~1.5m;两底帮炮孔的爆破夹制力大,堵塞长度取0.2m。

实践证明:多起爆药包装药结构,装药连线繁杂,同排起爆效果较差,起爆不可靠,有时出现个别炮孔未爆或爆破不完全。导爆索装药结构,完全能克服这些缺点。今后生产中,应采用导爆索装药结构。

3.6 起爆方法

采用毫秒导爆管,起爆网路为“并-并-串”方式。即各孔的雷管并联,同排炮孔的导爆管分组并联于分支导爆索上,排与排的分支导爆索串联于主导爆索。为了起爆可靠、安全,用2发火雷管和长2m导火线起爆(图6)。

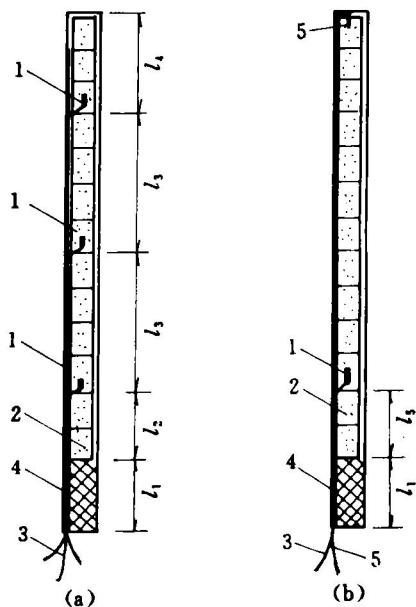


图5 装药结构示意图

(a)—多起爆药包装药结构;(b)—导爆索传爆装药结构

$l_1 = 0.2 \sim 1.5 \text{ m}$; $l_2 = 1 \sim 1.2 \text{ m}$; $l_3 = 2 \sim 2.8 \text{ m}$;

$l_4 = 1.6 \sim 2.2 \text{ m}$; $l_5 = 0.4 \sim 0.6 \text{ m}$

1—SM雷管起爆药包;2—炸药;

3—导爆管;4—堵塞物;5—导爆索

3.7 一次爆破排数和起爆间隔时间

一次爆破的排数,直接影响爆力运距和爆破效果。若一次爆破排数少,爆破作业循环次数增多,影响采矿效率;若一次爆破排数过多,爆破崩落矿石的阻力增大,爆力抛掷效果差,大块率也高。

试验中,主要根据爆力抛掷距离 L_1 确定一次爆破的排数。

依据苏联学者毕尔坎诺夫 B·A 提出的爆力运搬公式,得知爆力运搬可能达到的距离 L ,由爆力抛掷距离 L_1 和矿石受动能及势能沿底板滚动距离 L_2 确定。

$$L = L_1 + L_2 \quad (3)$$

$$L_1 = \frac{b}{2} \tan \alpha + \frac{5nW}{\cos \alpha} = 20 \text{ m}$$

式中 b —矿体厚度,463 试验采场, $b = 13 \text{ m}$;

α —矿体倾角,463 试验采场, $\alpha = 40^\circ$;

n —爆破作用指数,需加强抛掷爆破, $n = 1.5$;
 W —最小抵抗线,高段排, $W = 1.5 \text{ m}$

试验证明:

$L_1 \leq 20 \text{ m}$, 一次可爆破 2 大排

$L_1 > 20 \text{ m}$, 一只次爆破 1 大排

任何距离内,一次爆破排数不得超过 2 大排。否则,爆力抛掷效果显著降低,大块明显增加。

一次爆破 1 大排(包括主排 1' 和加强排 2' 即两小排),其两小排之间的延缓时间不小于

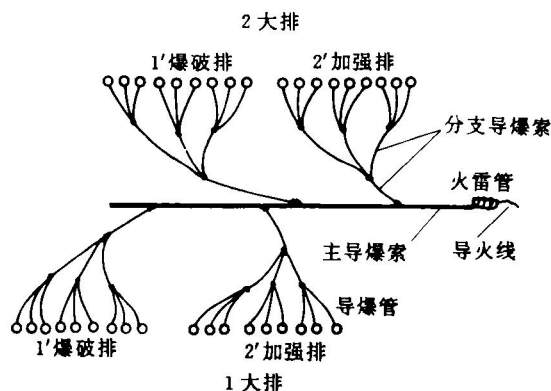


图6 起爆网路联线图

50 ms；一次爆破 2 大排时，排与排之间的延缓时间不小于 100 ms。

463 试验采场，从 1992 年 6 月 24 日开钻，至 9 月 6 日最后一排爆破结束，整个回采试验历经 79 天。实践证明：按上述凿岩爆破参数设计的炮孔排列，只要严格按施工设计施工，保证钻孔和装药质量，爆破后采场底板较平整，每次爆破崩落矿石都能顺利放出，采场底板无明显残留矿堆，最大爆力运搬距离达 38.4 m，大块率 10% 以下，矿房回采率 90%。均达到了预期爆破效果和技术经济指标。

4 爆力运搬采矿法主要技术经济指标

463 试验采场的凿岩爆破和采矿方法技术经济指标见表 2、表 3。

表 2 凿岩爆破技术经济指标表

主要技术经济指标				
凿岩台 班效率 /m·(台班) ⁻¹	凿岩工 班效率 /m·(工班) ⁻¹	爆破 效率 (%)	每米炮孔 崩矿量 /t·m ⁻¹	炸药 消耗量 /kg·t ⁻¹
51.3	20.5	88	2.95	0.38

主要技术经济指标			
ms 雷管 消耗量 /个·t ⁻¹	导爆管 消耗量 /m·t ⁻¹	导爆管 消耗量 /m·t ⁻¹	二次炸药 消耗量 /kg·t ⁻¹
0.11	0.46	0.03	0.015

表 3 爆力运搬采矿法技术经济指标

主要技术经济指标			
试验地点	采准比 /m·(kt) ⁻¹	采场生产能力 /t·d ⁻¹	采矿工效 /t·(工班) ⁻¹
463 采场	9	312~445	51.4~61.7

主要技术经济指标				
试验地点	采矿台效 /t·(台班) ⁻¹	回采率 (%)	贫化率 (%)	大块率 (%)
463 采场	154.3	90	8.7	6~8

5 结论

- (1) 在杨林坳矿区板岩型矿体开采技术条件下，采用爆力运搬矿房采矿法，采场最终爆力运距达 38.4 m，底板无明显残留矿堆，回采率 90%。试验是成功的，回采工艺简单可靠。
- (2) 在矿房整个回采作业过程中，人员不需进入采空区，安全好。
- (3) 爆力运搬采矿凿岩爆破试验参数合理，矿房生产力大(321~445t·d⁻¹)，回采率高(90%)，贫化率低(8.7%)，大块率小(6%~8%)。其主要采矿技术经济指标，达到了国内矿山同类采矿法的先进水平。
- (4) 爆力运搬采矿法及试验提出的变形采矿法，有效地解决了杨林坳矿区占总工业储量 60%~70% 的倾斜、中厚、多层、低品位的难采矿体的开采方法问题，也为国家开发其他中厚倾斜矿床，提供了技术依据，具有广泛的社会效益。

参考文献

1 采矿手册 Vol. 2. 北京：冶金工业出版社，1990，12.

2 采矿手册 Vol. 4. 北京：冶金工业出版社，1991，12.

3 陶颂霖. 爆破工程. 北京：冶金工业出版社，1979，4.

4 朱忠节，何广沂. 岩石爆破新技术. 北京：中国铁道出版社，1986，4.