

# 白音诺尔露天坑底隔离矿柱爆破参数优化研究<sup>①</sup>

费鸿禄, 聂寒, 杨智广

(辽宁工程技术大学 爆破技术研究院, 辽宁 阜新 123000)

**摘要:** 针对白音诺尔铅锌矿爆破大块率高的问题,应用 ANSYS/LS-DYNA 软件对扇形中深孔爆破时炸药单耗和排间延时进行数值模拟分析。依据 Von Mises 屈服准则,分析记录单元有效应力、振速峰值和岩石损伤面积,结果表明,炸药单耗  $1.16 \text{ kg/m}^3$  和排间延时 100 ms 时记录单元的有效应力、振速峰值和岩石损伤面积均满足设计要求。将优化后的炸药单耗和排间延时应用于现场爆破,采用交错布孔的方式,实施空间交错装药结构,对爆后爆堆采用 Split-Desktop 4.0 进行块度分析,结果显示,爆破大块率降至 4.34%,爆破大块度问题得到有效控制。

**关键词:** 露天爆破; 扇形中深孔爆破; ANSYS/LS-DYNA 软件; 数值模拟; 炸药单耗; 排间延时; 爆破块度

中图分类号: TD235

文献标识码: A

doi:10.3969/j.issn.0253-6099.2023.06.010

文章编号: 0253-6099(2023)06-0047-07

## Optimization of Blasting Parameters of Isolated Pillars at Bottom of Baiyinuor Open Pit

FEI Honglu, NIE Han, YANG Zhiguang

(Research Institute of Blasting Technology, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, Liaoning, China)

**Abstract:** Aiming at the problem of high fragmentation by blasting in Baiyinnuor Lead-Zinc Mine, the unit consumption of explosive and delay intervals between rows in a fan-shaped pattern of blastholes with medium depth were analyzed by numerical simulation with ANSYS/LS-DYNA. According to Von Mises yield criterion, the effective stress, peak value of vibration velocity, and rock damage area of the recorded unit were analyzed. The results show that with unit consumption of explosive at  $1.16 \text{ kg/m}^3$  and delay interval of 100 ms between rows, the effective stress, peak value of vibration velocity and rock damage area of the recorded unit all can meet the design requirements. The optimized parameters of unit consumption of explosive and delay interval were then applied in on-site blasting with blastholes in a staggered array. The muck pile after blasting was analyzed by using Split-Desktop 4.0, and it is found that the rock fragmentation by blasting is 4.34%, indicating that high fragmentation by blasting can be effectively controlled.

**Key words:** open-pit blasting; medium-depth blastholes in a fan-shaped array; ANSYS/LS-DYNA software; numerical simulation; unit consumption of explosive; delay interval between rows; blasting fragmentation

白音诺尔铅锌矿采用崩落露天坑底隔离矿柱并采用扇形中深孔爆破的方法回采矿柱。扇形中深孔爆破具有生产效率高、成本低、劳动作业安全等特点,广泛应用于国内外金属矿山开采中<sup>[1-4]</sup>。实际生产中,时常发生爆破参数选取不当而造成爆破效果不理想的情况,其中炸药单耗和排间延时是影响扇形中深孔爆破效果的两个重要因素。炸药单耗和排间延时选取不当会造成大块率高、缩口严重等问题,这将严重增加二次破碎量,进而增加开采成本,影响矿山实际收益,因此开

展扇形中深孔爆破参数优化研究具有重要意义<sup>[5-9]</sup>。

本文采用 ANSYS/LS-DYNA 数值模拟软件,对炸药单耗和排间延时进行数值模拟研究,以选取适宜的炸药单耗和排间延时,降低爆破大块率,确保矿山生产效益。

### 1 材料参数

#### 1.1 矿岩模型材料参数

对矿区内岩石取样为直径 50 mm、高 100 mm 的

① 收稿日期: 2023-06-23

作者简介: 费鸿禄(1963—),男,山东日照人,教授,博士研究生导师,主要从事爆破过程和地下工程的科研与教学工作。

通信作者: 聂寒(1997—),男,安徽安庆人,硕士研究生,主要从事工程力学与爆破工程方面的研究。

标准圆柱体,分别对其进行密度测试、三轴试验和巴西劈裂试验,确定矿岩密度为  $2\ 700\ \text{kg}/\text{m}^3$ 、抗压强度为  $9\ \text{MPa}$ 、抗拉强度为  $182.70\ \text{MPa}$ 、弹性模量  $60.56\ \text{GPa}$ 、泊松比为  $0.3$ 。

矿岩模型采用 MAT\_JOHNSON\_HOLMQUIST\_CONCRETE 模型,在中深孔爆破时,岩石是在高温、高压条件下瞬间产生大应变而产生破坏,该模型能较好地表现岩石这种脆性材料在此条件下的受力状态,具体材料参数见表 1。

表 1 岩石模型材料参数

参数名称	取值	参数名称	取值
密度 ( $\text{kg}/\text{m}^3$ )	2 700	标准化最大强度	7.0
剪切模量 (GPa)	23.29	压碎压力 (MPa)	16
标准化黏结强度	0.79	压碎体积应变	0.001
标准化压力硬化	1.6	锁定压力 (GPa)	0.8
应变率系数	0.007	锁定体积应变	0.1
压力硬化指数	0.61	损伤常数 1	0.04
单轴抗压强度 (MPa)	182.7	损伤常数 2	1.0
单轴抗拉强度 (MPa)	9	压力常数 1 (GPa)	85
参考应变率	1.0	压力常数 2 (GPa)	-171
断裂前的塑性应变量	0.01	压力常数 3 (GPa)	208

### 1.2 炸药模型材料参数

炸药模型采用 HIGH\_EXPLOSIVE\_BURN 模型,并用 JWL 状态方程对其进行定义:

$$p = A \left( 1 - \frac{\omega}{R_1 V} \right) e^{-R_1 V} + B \left( 1 - \frac{\omega}{R_2 V} \right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V} \quad (1)$$

式中  $A$ 、 $B$ 、 $R_1$ 、 $R_2$ 、 $\omega$  均为炸药材料常数; $p$  为爆轰压力, GPa; $V$  为相对体积; $E_0$  为初始比内能, J。

炸药状态方程材料常数和具体模型材料参数如表 2 所示<sup>[10]</sup>。

表 2 炸药模型材料参数

参数名称	单位	取值
密度	$\text{kg}/\text{m}^3$	1 000
爆速	m/s	3 600
爆压	GPa	10.5
$A$	—	$2.2 \times 10^{11}$
$B$	—	$2 \times 10^8$
$R_1$	—	4.5
$R_2$	—	1.1
$\omega$	—	0.35
$E_0$	J	$4.192 \times 10^9$

### 1.3 矿岩材料屈服准则

选择 Von Mises 屈服准则判断岩石是否破碎<sup>[11]</sup>。在岩石实际爆破过程中,靠近炮孔的区域为破碎区,该

区域的岩石主要以压缩形式被破坏,破碎程度很高;其次是稍远离炮孔的区域,该区域为拉裂区,不同方向的爆炸应力波使岩石的破坏形式为拉裂破坏<sup>[12]</sup>,拉裂区易产生大块,需在拉裂区布置记录单元监测该位置岩石是否发生破坏。

参考相关文献的研究成果<sup>[3]</sup>,矿岩的动态抗拉强度可表示为:

$$\sigma_{id} = (4 \sim 8) \sigma_t \quad (2)$$

式中  $\sigma_{id}$  为矿岩的动态抗拉强度, MPa;  $\sigma_t$  为矿岩的单轴静态抗拉强度, MPa。

经过现场试验,得到矿柱矿岩单轴静态抗拉强度为  $9\ \text{MPa}$ ,根据矿岩的动态抗拉强度关系式,取矿岩动态抗拉强度为  $54\ \text{MPa}$ 。

## 2 数值模拟及分析

根据工程经验,初选爆破参数为炸药单耗  $0.96\ \text{kg}/\text{m}^3$ 、 $1.06\ \text{kg}/\text{m}^3$ 、 $1.16\ \text{kg}/\text{m}^3$ 、 $1.26\ \text{kg}/\text{m}^3$ ,排间延时  $50\ \text{ms}$ 、 $75\ \text{ms}$ 、 $100\ \text{ms}$ 、 $125\ \text{ms}$ 、 $150\ \text{ms}$ 。先模拟不同单耗的爆破效果,分析孔底岩石在不同单耗爆破作用下的应力、振速、损伤的大小,确定出最优炸药单耗,然后在最优炸药单耗条件下,改变排间延时进行模拟,分析不利破碎区岩石在不同排间延时爆破作用下的应力、损伤大小,确定最优排间延时。

### 2.1 炸药单耗数值模拟

#### 2.1.1 建立数值模型

根据实际现场概况和矿岩参数,采用 ANSYS/LS-DYNA 数值模拟软件建立数值模型,选取第 14 排的两个相邻炮孔作为研究对象,模型长  $10\ \text{m}$ 、宽  $4\ \text{m}$ ,孔底距  $2.5\ \text{m}$ 。整体数值模型采用六面体网格划分方法,用 workbench 模块的 size 方法将网格加密,矿岩和炸药的网格尺寸均设置为  $0.08\ \text{m}$ ,模型上、下、左、右面均设置为无反射边界。总计算时间设置为  $0.02\ \text{s}$ ,总体采用流固耦合算法,炸药设置为 11 号 ALE 算法,矿岩设置为 1 号 LAGRANGE 算法,模型单位制设置为 m-kg-s。模型以单个起爆点为算例,起爆点设置在孔底位置。具体数值模型如图 1 所示。

#### 2.1.2 数值模拟结果及分析

不同炸药单耗模拟的应力波传播规律基本一致,在此仅展示具有代表性的炸药单耗  $1.16\ \text{kg}/\text{m}^3$  的有效应力随时间变化的云图,如图 2 所示。爆炸应力传播过程大致可分为 4 个阶段:第 1 阶段,应力产生,在  $200.60\ \mu\text{s}$  左右,炸药爆炸产生的应力波在起爆点周围扩展,形成局部高应力区,此时两炮孔周围的应力还未叠加,处于相互独立阶段;第 2 阶段,应力叠加,在  $907.37\ \mu\text{s}$

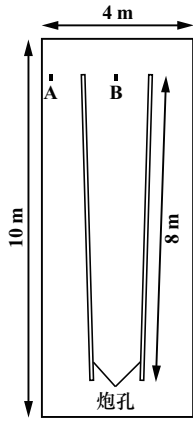
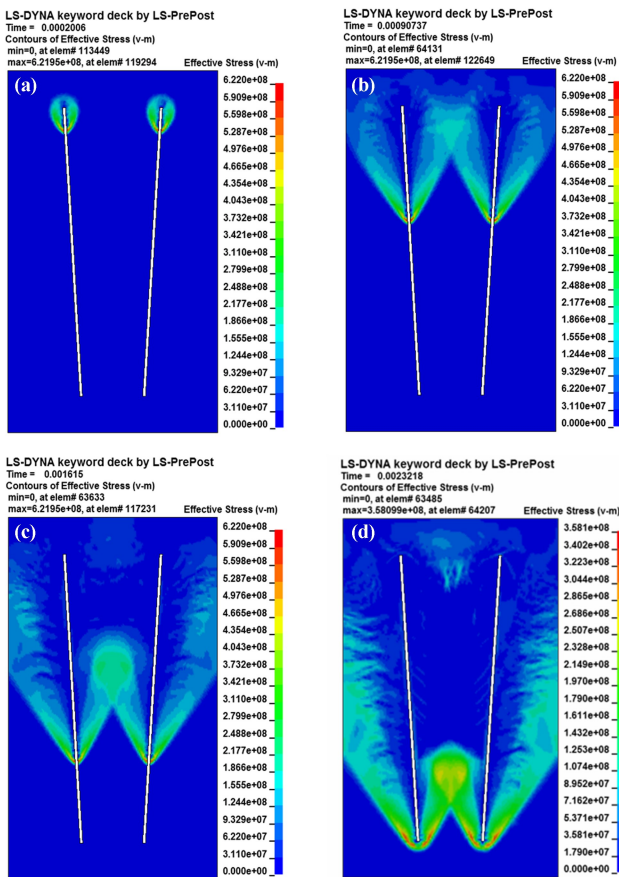


图 1 炸药单耗数值模拟模型



(a) 200.60  $\mu\text{s}$ ; (b) 907.37  $\mu\text{s}$ ; (c) 1 615.00  $\mu\text{s}$ ; (d) 2 321.80  $\mu\text{s}$

图 2 炸药单耗 1.16  $\text{kg}/\text{m}^3$  时有效应力云图

左右,两炮孔中间形成的局部高应力区出现重叠现象,炮孔附近的高应力区呈“W”状,且随着爆炸应力波的传播向孔口移动,炮孔底部的应力开始逐渐衰减,高应力区随之减小,渐变为低应力区;第 3 阶段,应力叠加区扩大,在 1 615.00  $\mu\text{s}$  左右,高应力区继续向孔口移动,但两炮孔间叠加的高应力区扩展的范围更广,应力也随之变大,炮孔两侧的应力波也逐渐扩展至更远处;第 4 阶段,叠加应力增大,在 2 321.80  $\mu\text{s}$  左右,应力波

传播到孔口,孔口及炮孔间叠加高应力区的应力显著增大,炮孔两侧的高应力区表现为翼状向外扩大。

因为起爆点位于孔底位置,由以上应力波的传播规律可知,爆炸产生的应力波对炮孔底部的影响较小,保证孔底区域的矿岩能够达到动态抗拉强度,则整体岩石均能充分破碎,从而减小爆破大块岩石的产生。为清楚地了解炮孔底部区域矿岩是否有效破碎,在数值模型中设置 2 个记录单元 A(H104036)、B(H67630)来监测各位置的有效应力变化,结果如图 3 所示。其中,单元 A 位于炮孔孔底连线的左侧延长线上,单元 B 位于炮孔孔底连线的中点,两点距炮孔孔底距离相等。

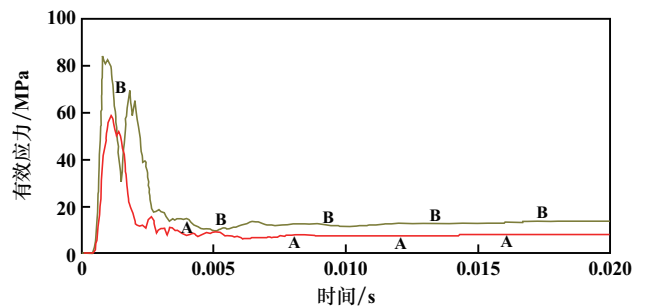


图 3 炸药单耗 1.16  $\text{kg}/\text{m}^3$  时有效应力时程曲线

对不同炸药单耗起爆时记录单元 A、B 的最大有效应力进行统计,数据如表 3 所示。

表 3 不同炸药单耗记录单元最大有效应力

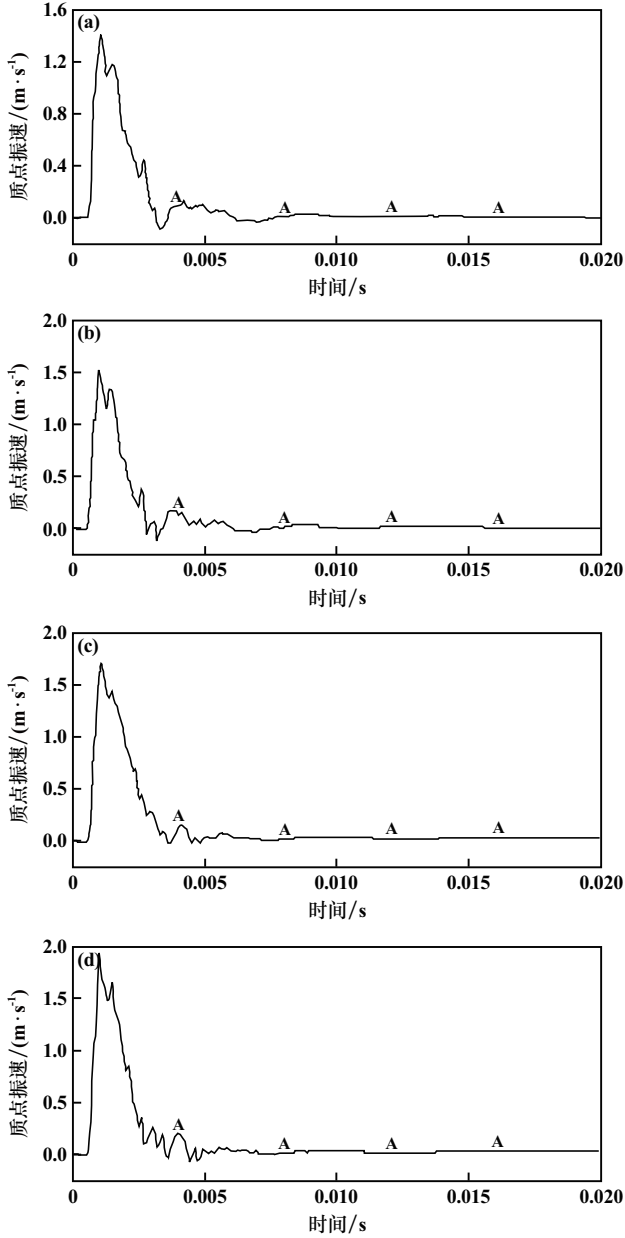
炸药单耗/ ( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	最大有效应力/MPa	
	A	B
0.96	28.8	44.6
1.06	43.6	59.9
1.16	59.3	84.8
1.26	75.3	92.1

由表 3 可知,随着炸药单耗增加,记录单元 A、B 的最大有效应力增大,炸药单耗 1.16  $\text{kg}/\text{m}^3$  和 1.26  $\text{kg}/\text{m}^3$  时有效应力均超过已测定的矿岩动态抗拉强度 54 MPa。

图 4 为不同炸药单耗时单元 A 振速图,振速峰值随着炸药单耗增加而增大,其中炸药单耗 1.26  $\text{kg}/\text{m}^3$  时的振速峰值较炸药单耗 1.16  $\text{kg}/\text{m}^3$  时大,炸药单耗过高不仅振动大,影响地面及地下安全,也增加成本。

图 5 为 4 种炸药单耗对应的损伤云图。可以看出,随着炸药单耗增大,岩石损伤面积增大,炸药单耗 1.16  $\text{kg}/\text{m}^3$  和 1.26  $\text{kg}/\text{m}^3$  时,岩石整体损伤区很好地覆盖了整个矿体,可以保证炮孔底部受力较小区域的岩石充分破碎,但考虑炸药单耗过高会导致岩石过粉

碎且爆破振动会增大,不仅会增加采矿贫化率,还会对采空区安全造成影响,因此在爆破块度满足设计要求,保证采空区安全稳定条件下,为了降低成本、提高爆破效率,适宜的炸药单耗为  $1.16 \text{ kg/m}^3$ 。



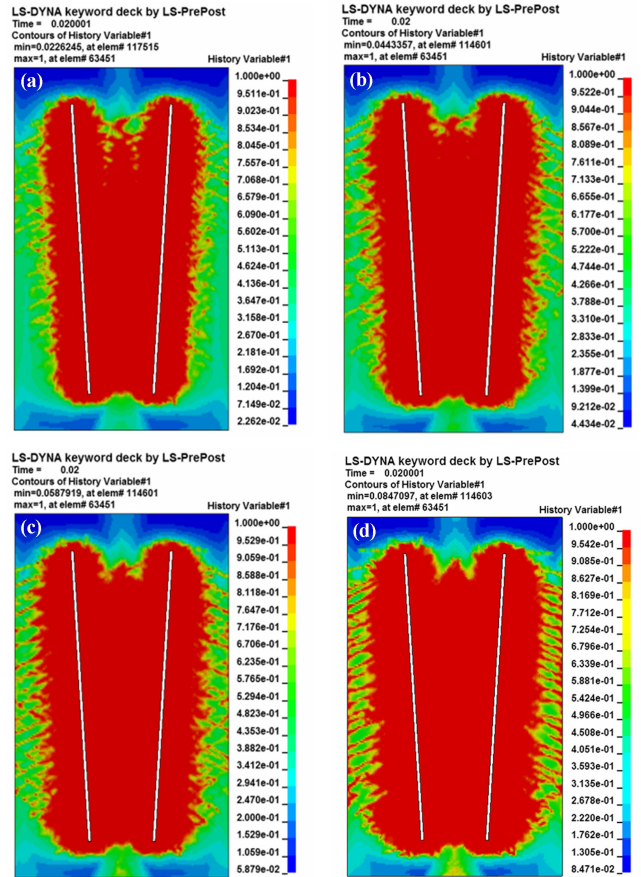
(a)  $0.96 \text{ kg/m}^3$ ; (b)  $1.06 \text{ kg/m}^3$ ; (c)  $1.16 \text{ kg/m}^3$ ; (d)  $1.26 \text{ kg/m}^3$

图4 不同炸药单耗时记录单元A 振速峰值

## 2.2 排间延时数值模拟

### 2.2.1 建立数值模型

选取第14排和第15排相邻的两个平行炮孔作为研究对象,为了简化模型,将炮孔设置为方形,模型长4 m、宽2 m,炮孔排间距2 m。采用workbench模块的size方法划分模型,岩石和炸药的网格尺寸均设置为0.04 m,模型左边为自由面,上、下、右面设置为无反射



(a)  $0.96 \text{ kg/m}^3$ ; (b)  $1.06 \text{ kg/m}^3$ ; (c)  $1.16 \text{ kg/m}^3$ ; (d)  $1.26 \text{ kg/m}^3$

图5 不同炸药单耗下的损伤云图

边界条件。计算时间设置为0.2 s,总体采用流固耦合算法,炸药设置为11号ALE算法,岩石设置为1号LAGRANGE算法,模型单位制设置为m-kg-s。具体数值模型如图6所示。

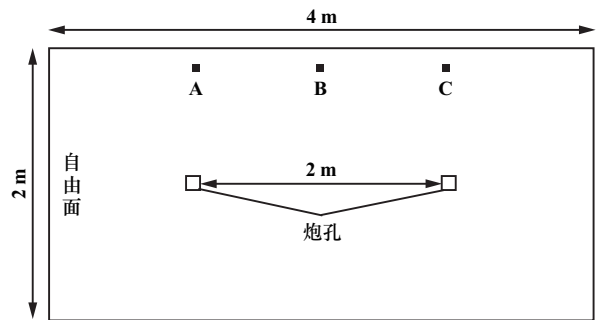


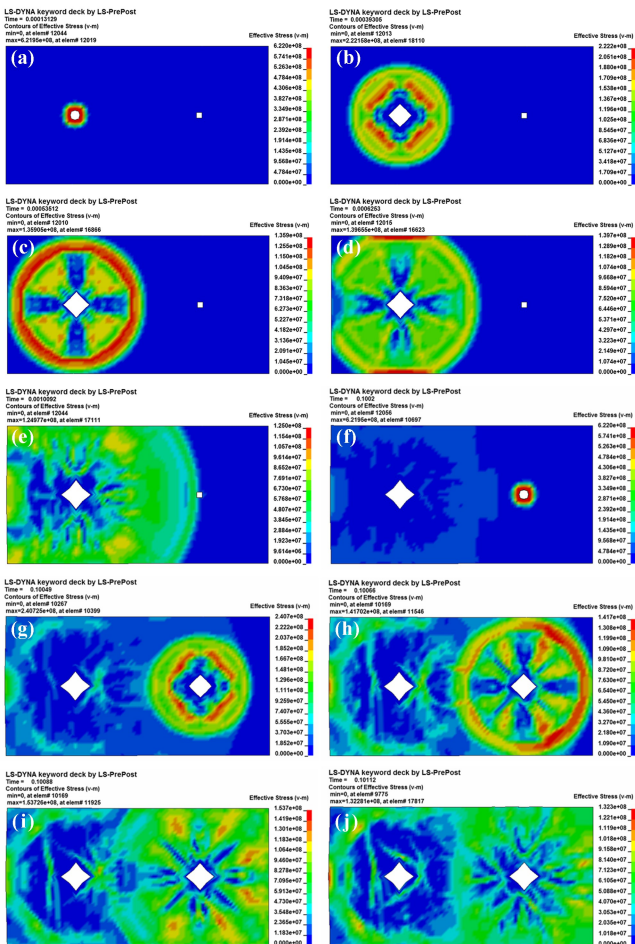
图6 排间延时数值模拟模型

### 2.2.2 数值模拟结果及分析

不同排间延时模拟的应力波传播规律大致相同,在此仅展示排间延时100 ms不同时刻有效应力云图,如图7所示。

图7(a)~(e)为第14排炮孔从起爆到应力衰减的过程;图7(f)~(j)为第15排炮孔从起爆到应力衰

减的过程。图中炮孔附近呈现深颜色的区域为岩石破碎区域。0.13  $\mu\text{s}$  时第 14 排炮孔起爆, 应力波呈现规则圆形向四周扩散, 这是由于模型假设为均质材料; 0.63  $\mu\text{s}$  时应力波经左侧自由面反射, 呈现为右侧出现弧形低应力区, 随后应力波与反射应力波持续叠加并扩散; 100.20  $\mu\text{s}$  时, 第 15 排炮孔起爆, 应力波与第 14 排炮孔应力波传播规律相似, 呈现规则圆形, 并向四周扩散, 此时第 14 排炮孔爆炸应力波已经衰减; 100.49  $\mu\text{s}$  时应力波与第 14 排炮孔爆炸残余应力波叠加, 并持续向左侧自由面方向推进, 呈现为涟漪状应力波, 随后应力波衰减, 逐渐转变为低应力区。



(a) 0.13  $\mu\text{s}$ ; (b) 0.39  $\mu\text{s}$ ; (c) 0.54  $\mu\text{s}$ ; (d) 0.63  $\mu\text{s}$ ; (e) 1.01  $\mu\text{s}$ ; (f) 100.20  $\mu\text{s}$ ; (g) 100.49  $\mu\text{s}$ ; (h) 100.66  $\mu\text{s}$ ; (i) 100.88  $\mu\text{s}$ ; (j) 101.12  $\mu\text{s}$   
图 7 排间延时 100 ms 时有效应力云图

在扇形中深孔爆破中采用交错布孔方式时, 炮孔呈三角形分布的情况很常见。根据利文斯顿爆破漏斗理论<sup>[13]</sup>, 采用这种布孔方式爆破时存在两个岩石不利破碎区: 第一个不利破碎区是爆破漏斗母线相交的后部三角区, 第二个不利破碎区是第 2 排炮孔排线与第 1 排炮孔弧形等值抵抗抗线所围成的区域。详见图 8。不利破碎区的岩石应力达到了动态抗拉强度,

即代表整个岩体可以有效破碎。

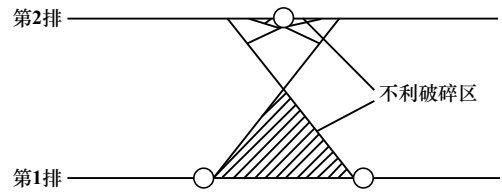


图 8 三角形布孔不利破碎区

在不利破碎区内部共选取了 3 个记录单元分析不利破碎区的应力状态, 分别为 A (H12048)、B (H16091)、C (H16405), 单元 A、C 分别位于两炮孔正上方 0.9 m 处, 单元 B 位于 A、C 点连线的中心。为了清楚地了解不利破碎区的应力变化, 通过 LS-PrePost 软件获取排间延时 100 ms 时记录单元 A、B、C 的有效应力时程曲线如图 9 所示。

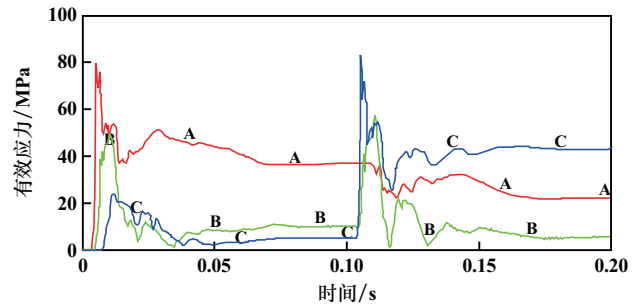


图 9 排间延时 100 ms 时有效应力时程曲线

通过分析记录单元最大有效应力与矿岩动态抗拉强度来说明矿岩的整体破碎效果。当记录单元最大有效应力超过矿岩动态抗拉强度时, 矿岩整体破碎效果良好, 反之则表明矿岩不能得到有效破碎, 产生大块的可能性较大。不同排间延时记录单元 A、B、C 的最大有效应力如表 4 所示。

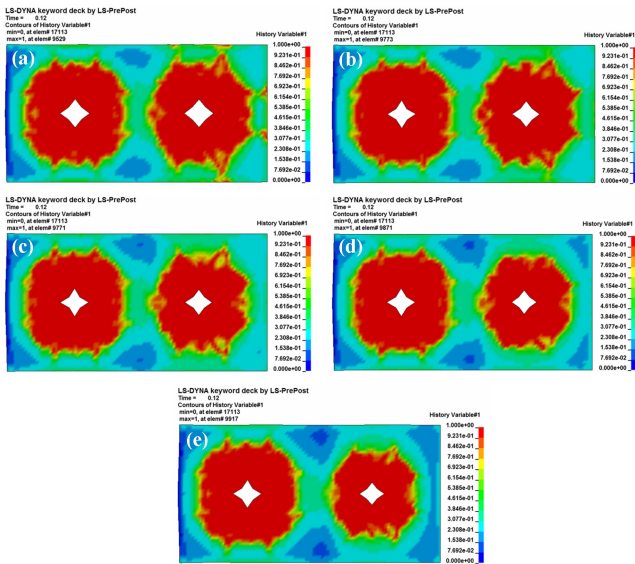
表 4 不同排间延时记录单元最大有效应力

排间延时/ms	最大有效应力/MPa		
	A	B	C
50	81.1	73.7	98.1
75	80.5	66.5	91.2
100	80.0	58.1	83.5
125	79.6	51.9	76.8
150	78.9	43.3	68.6

由表 4 可知, 记录单元 A、B、C 的最大有效应力随着排间延时增加而减小。排间延时 125 ms 和 150 ms 时, 记录单元 B 的最大有效应力未达到矿岩动态抗拉强度 54 MPa, 无法使岩石整体得到有效破碎, 由此可知, 排间延时过大会导致岩石受到的应力减小; 排间延

时 50 ms、75 ms 和 100 ms 时,记录单元 A、B、C 的最大有效应力均大于矿岩的动态抗拉强度 54 MPa,其中排间延时 50 ms 和 75 ms 时,记录单元 C 的最大有效应力分别为 98.1 MPa 和 91.2 MPa,远大于矿岩的动态抗拉强度,使矿岩过粉碎而增加采矿贫化率。排间延时 100 ms 时,记录单元 A、B、C 的最大有效应力分别为 80 MPa、58.1 MPa、83.5 MPa,满足设计要求,矿岩破碎均匀,既减少了大块的产生,也没有使矿岩过于粉碎。

图 10 为不同排间延时对应的损伤云图。可以看出,首先起爆的炮孔损伤面积变化较小,对应记录单元 A 的最大有效应力变化较小,随着排间延时增加,后起爆的炮孔对岩石造成的损伤面积呈逐渐减小的趋势。其中,排间延时 100 ms 时,损伤面积满足设计要求,也可验证适宜的排间延时为 100 ms。



(a) 50 ms; (b) 75 ms; (c) 100 ms; (d) 125 ms; (e) 150 ms

图 10 不同排间延时下的损伤云图

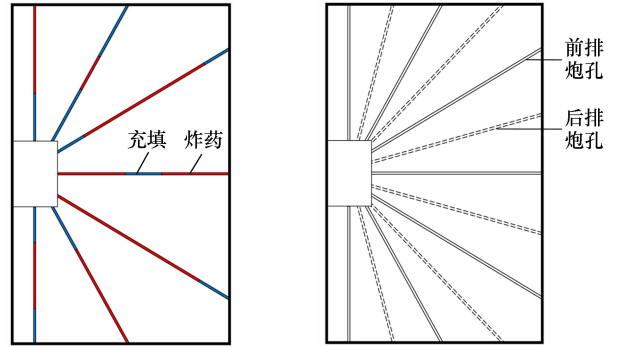
### 3 单耗和排间延时优化效果

#### 3.1 优化爆破参数现场试验

将炸药单耗 1.16 kg/m<sup>3</sup> 和排间延时 100 ms 同时应用于现场爆破。爆破地点位于白音诺尔铅锌矿南矿带东部, F2 断层东侧 73~97 勘探线、1 128~654 m 标高间。爆破采用 2 号岩石乳化炸药,起爆网络为工业电子雷管孔内微差起爆网络。

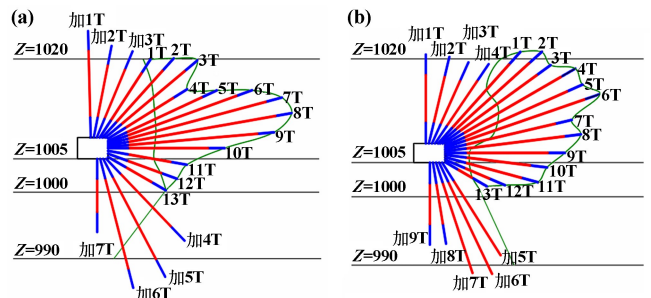
总体爆破方法为扇形中深孔爆破,为实现炸药爆炸能量分布均匀,采用交错布孔的方式,实施空间交错装药结构,主要体现为孔交错和排交叉的布孔形式<sup>[14]</sup>,如图 11 所示。由于篇幅有限,选择第 14、15 排两个相邻排炮孔布置和装药结构,如图 12 所示,其中

T 表示透孔。14~23 排炮孔爆破参数统计如表 5 所示。现场爆破的爆堆如图 13 所示。



(a) 孔交错; (b) 排交叉

图 11 扇形交错布孔



(a) 第 14 排; (b) 第 15 排

图 12 炮孔布置和装药结构

表 5 爆破参数统计表

排线号	孔数/个	炮孔总长/m	孔底距/m	排间距/m	炸药量/kg	矿石体积/m <sup>3</sup>	矿岩总体积/m <sup>3</sup>
14	20	320.5	2.5	2	1 219	141.5	917.0
15	22	355.5	2.5	2	1 262	128.5	998.4
16	25	460.5	2.5	2	1 770	478.0	1 400.0
17	28	526.0	2.5	2	2 102	539.5	1 595.0
18	29	593.0	2.5	2	1 399	629.3	1 356.2
19	30	673.0	2.5	2	1 627	882.1	1 704.6
20	31	666.5	2.5	2	1 613	879.4	1 681.3
21	36	918.0	2.5	2	2 278	1 376.2	2 162.6
22	35	893.5	2.5	2	2 065	1 223.6	2 000.0
23	35	911.0	2.5	2	2 256	1 475.7	2 064.0



图 13 现场爆破爆堆

### 3.2 爆破块度分析

根据矿山生产溜井的格筛大小对爆破大块率进行评价,矿山生产溜井的格筛规格为 $2\text{ m} \times 2\text{ m}$ ,当矿石体积大于 $8\text{ m}^3$ 时可定义为大块。现场爆破完成后,矿石大块率较低,块度大小适中,爆破效果良好。对爆破后的爆堆照片采用块度分析软件 Split-Desktop 4.0 进行分析处理,设置矿石直径 $2\text{ m}$ 为标准大小,得到爆破块度统计结果见表6。矿山以往大块率约 $8\%$ ,采用优化爆破参数后大块率降到 $4.34\%$ 。

表6 爆破大块率统计结果

爆破块度尺寸/cm	含量/%	累计含量/%
0~50	11.46	11.46
50~100	28.43	39.89
100~150	36.93	76.82
150~200	18.84	95.66
>200	4.34	100.00

## 4 结 论

1) 以往现场爆破产生大块是扇形中深孔爆破交错布孔方式的低应力区及不利破碎区内的 Von Mises 有效应力峰值低于矿岩动态抗拉强度造成该区域矿岩无法有效破碎。

2) 在低应力区及不利破碎区设置记录单元,通过分析不同炸药单耗和不同排间延时数值模拟应力波传播过程以及记录单元有效应力云图、有效应力峰值和损伤云图,确定适宜的炸药单耗为 $1.16\text{ kg/m}^3$ 、排间延时为 $100\text{ ms}$ 。

3) 通过改善炸药单耗和排间延时,同时应用于现场,实际爆破后破碎效果良好,块度适中,有效降低了爆破大块率。

### 参考文献:

- [1] 李林军,史秀志,胡洪文,等. 地下金属矿山扇形中深孔孔网参数优化研究[J]. 矿冶工程, 2022,42(3):10-13.
- [2] 霍晓锋,苟永刚,成 涌,等. 铜绿山矿中深孔掏槽爆破参数优化研究[J]. 矿冶工程, 2019,39(5):17-21.
- [3] 殷锦训,王 维,游喻豪,等. 湖北三鑫金铜矿扇形中深孔爆破参数优化数值模拟研究[J]. 爆破, 2022,39(2):85-93.
- [4] 张阳光,林 飞,赵 彭,等. 延时时间对露天深孔爆破破碎效果的影响研究[J]. 工程爆破, 2021,27(4):69-75.
- [5] Sofien Ben Messaoud, Essaieb Hamdi, Mohamed Gaied. Coupled geo-mechanical classification and multivariate statistical analysis approach for the optimization of blasting rock boulders[J]. Arabian Journal of Geosciences, 2020,13(15):414-419.
- [6] Adeyemi R A. Optimization of blast design for quarries; a case study of Zibo quarry, Nigeria [J]. American Journal of Engineering Research, 2020,8(8):84-92.
- [7] 孔 坤,李小元,史秀志,等. 装药结构对深孔爆破粉矿产出率的影响研究[J]. 矿冶工程, 2021,41(2):28-32.
- [8] 沈晓松,赵明生,池恩安,等. 微差时间对爆破块度影响的试验研究[J]. 爆破, 2012,29(3):70-73.
- [9] 王远来,史秀志,王发民,等. 地下矿山直眼掏槽爆破参数优化研究[J]. 矿冶工程, 2021,41(5):36-40.
- [10] 胡 刚,费鸿禄,杨智广,等. 空区隐患爆破治理方案及延期时间的数值模拟分析[J]. 中国安全生产科学技术, 2019,15(7):62-68.
- [11] 钱七虎,戚承志. 岩石、岩体的动力强度与动力破坏准则[J]. 同济大学学报(自然科学版), 2008,36(12):1599-1605.
- [12] 王智德,李 杰,武海港,等. 爆破荷载下岩质边坡裂区范围测试方法[J]. 中国安全科学学报, 2022,32(8):104-110.
- [13] 刘立业. 露天矿精细爆破最优微差间隔时间模拟研究[D]. 鞍山:辽宁科技大学, 2011.
- [14] 费鸿禄,郭玉新. 基于 LS-DYNA 的交错扇形深孔崩落法排间间隔时间优化研究[J]. 中国安全生产科学技术, 2022,18(4):127-134.

引用本文: 费鸿禄,聂 寒,杨智广. 白音诺尔露天坑底隔离矿柱爆破参数优化研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(6):47-53.