

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2024.03.007

## 基于深孔延期爆破应力场的边孔距的研究\*

姚炳金<sup>1a,1b</sup>, 牛明远<sup>2</sup>, 曾令峰<sup>2</sup>, 郭文康<sup>2</sup>, 林日宗<sup>2</sup>, 楼晓明<sup>1a,1b</sup>

(1. 福州大学 a. 紫金地质与矿业学院; b. 爆炸技术研究所, 福州 350116;

2. 紫金矿业建设有限公司, 厦门 361026)

**摘要:** 为解决地下矿房大直径深孔延期爆破导致矿房两侧充填体的破坏问题, 需对延期爆破产生的应力场进行研究, 以确定合理的边孔距与孔间延期时间。根据应力波传播和衰减规律, 确定了产生复杂应力场的前后起爆孔距、延期时间和边孔距。基于矿山实际情况, 根据波动学理论分析了两孔延期爆破产生的应力波在被爆岩体和充填体内的叠加, 取得了两孔延期爆破的应力场函数解析式, 结合 Mises 准则, 确定了在相同孔间距、延期时间的情况下, 不同边孔距离的情况下被爆岩体的崩落范围以及充填体的破坏范围。通过 LS-DYNA 数值模拟软件建立了 6 个数值模型, 模拟不同方案下炸药起爆后, 在被爆岩体和充填体内选取应力临界点进行分析, 模拟结果表明: 边孔距大于裂隙区范围时, 不同边孔距对被爆岩体的崩落范围几乎无影响; 适当的增大边孔距可以有效降低应力波对充填体造成的破坏。最后, 对 4 组爆破参数进行了现场工业试验, 得到了优化后的爆破参数为: 同侧两孔间距 2.0 m, 前后起爆孔延期 9 ms, 边孔距 1.8 m。

**关键词:** 采场深孔爆破; 延期爆破; 爆破应力场; 边孔距; 充填体

中图分类号: TD235 文献标识码: A 文章编号: 1001-487X(2024)03-0051-09

## Study on Edge Hole Spacing based on Stress Field of Deep Hole Delay Blasting

YAO Bing-jin<sup>1a,1b</sup>, NIU Ming-yuan<sup>2</sup>, ZENG Ling-feng<sup>2</sup>, GUO Wen-kang<sup>2</sup>, LIN Ri-zong<sup>2</sup>, LOU Xiao-ming<sup>1a,1b</sup>

(1. a. Zijin School of Geology and Mining; b. Institute of Explosion Technology, Fuzhou University, Fuzhou 350116, China; 2. Zijin Mining Construction Co., Ltd., Xiamen 361026, China)

**Abstract:** To solve the problem of the filling bodies failure on both sides of the room caused by differential blasting of large diameter deep holes in underground mine, the stress field generated by differential blasting should be studied to determine a reasonable edge hole spacing and a delay time between the holes. According to the stress wave propagation and attenuation law, the front and rear detonation hole distance, delay time, and edge hole distance generated by complex stress field were determined. Furthermore, the superposition of the stress wave generated by the two-hole differential blasting in the blasted rock mass and the filling body was analyzed according to the wave theory. The stress field function analytical formula of the two-hole differential blasting was obtained. Meanwhile, the collapse range of the blasted rock mass and the failure range of the filled body under different side hole spacing conditions un-

收稿日期 (Date of reception): 2023-08-19

网络首发日期 (Published online): 2023-12-27

作者简介: 姚炳金 (1999-), 男, 硕士研究生, 主要研究方向爆破工程及采矿工程, (E-mail) 1448682351@qq.com。

通讯作者: 楼晓明 (1972-), 男, 博士、教授, 主要研究方向爆破工程及采矿工程, (E-mail) 331261323@qq.com。

基金项目: 国家自然科学基金 (编号: 52109124); 义兴寨金矿河湾斑岩型金矿深孔控制爆破技术研究 (编号: 01612118)

**About the author:** YAO Bing-jin (1999-), male, Master's student, Main research direction: Blasting engineering and mining engineering, (E-mail) 1448682351@qq.com.

**Corresponding author:** LOU Xiao-ming (1972-), male, Ph. D, Professor, Main research direction: Blasting engineering and mining engineering, (E-mail) 331261323@qq.com.

**Fund Programs:** National Natural Science Foundation of China (No. 52109124), Research on Deep Hole Controlled Blasting Technology for Hewan Porphyry Gold Mine (No. 01612118)

der the same hole spacing and delay time were determined. The LS-DYNA numerical simulation software established six numerical models, and the stress critical points were selected in the blasted rock mass and filling body for analysis after simulating the initiation of explosives under different schemes. The simulation results show that different edge hole distances had almost no effect on the collapse range of the exposed rock mass when the distance between edge holes was more significant than the range of the crack zone. Appropriately increasing the distance between edge holes can effectively reduce the damage caused by stress waves to the filling body. Finally, the field industrial test of four groups of blasting parameters was carried out, and the optimized blasting parameters were determined as the spacing between the two holes on the same side was 2.0 m, the delay time between the front and rear initiation holes was 9 ms, and the side hole spacing was 1.8 m.

**Key words:** stope deep hole blasting; differential blasting; blasting stress field; edge hole spacing; filling body protection

在二步骤回采过程中,采场两侧的充填体不仅受到上覆围岩的静载荷压力,还会受到二步骤矿柱回采时爆破产生的动载荷影响,造成充填不同程度的垮塌、出矿品位降低。因此,有必要对二步骤回采时的矿体(岩)边孔距进行研究,尽量减少二步骤回采造成的充填体的破坏。

国内外学者在理论分析、数值模拟、工业实验等不同角度,进行了二步骤回采对充填体影响的相关研究。刘优平等采用 LS-DYN 分析凡口铅锌矿间柱采场近充填体炮孔的爆炸应力<sup>[1]</sup>,对比分析充填体内一系列节点的振动速度,以优化炮孔装药结构,从而控制爆破对充填体的影响。薛田喜等人结合萨道夫斯基公式研究充填体内爆破振动波的传播规律<sup>[2]</sup>。秦梨等人研究了不同灰砂比的充填体在冲击载荷下的力学特性<sup>[3]</sup>。张金等通过分离式霍普金森压杆,试验获得矿石和充填体的动力学参数<sup>[4]</sup>,并以此利用 LS-DYNA 对不同孔底距、排间距等多种方案的充填体响应进行模拟分析,得到了能够对应满足充填体稳定性且爆破效果最佳的方案。姜明归等从能耗角度得出充填体断裂韧度的计算公式<sup>[5]</sup>,朱瑞鹏等通过分析爆炸应力波在胶结充填体内部空隙中的透射规律<sup>[6]</sup>,建立了充填体张拉破坏理论模型,为胶结充填体在二步回采中稳定性分析提供了新的参考依据。胡建华等人<sup>[7]</sup>,分析了爆破作用对充-岩界面耦合体结构的力学影响,获取了不同界面粗糙度、充填体养护龄期和起爆方式等因素对爆破裂隙扩展及应力波峰值应力的影响。甘德清等人从宏-细-微三个尺度探讨充填体早期损伤对后期力学性能影响机制<sup>[8]</sup>。但对爆破条件下的应力波在充填体内的叠加以及其对充填体的影响研究较少。

在上述研究成果基础上,为减小爆破振动对采场顶板和采场侧帮充填体的振动影响,考虑具体矿山的岩石和充填体的力学性质,利用爆破引起的岩

石和充填体中任一点爆破应力随距离和持续时间的函数关系式,确定前后起爆炮孔合理的延期时间,并在延期时间的基础上,研究不同边孔距条件下充填体的破坏范围。然后,采用显式动力有限元分析软件 LS-DYNA,建立多个岩石-充填体耦合动力仿真模型,模拟不同边孔距下充填体的破坏范围与理论分析进行相互验证,以确定合理的边孔距。

## 1 工程概况

山西紫金矿业有限公司旗下义兴寨地下金矿采用大直径深孔阶段空场嗣后充填采矿法,以隔一采一的顺序进行回采,矿房平均宽度 14 m,长 50 m,中段高度 60 m。随着开采的进行,部分采场已经完成一步骤回采并充填完毕,而因为二步骤的回采孔网参数与一步骤回采的孔网参数有所差异,且由于充填体强度远低于岩体强度,一旦受到过大破坏将产生整体垮塌的风险,因此有必要对二步骤回采炮孔的布置进行研究。

由于矿房跨度较大,为确保安全,需在矿房正中央沿凿岩洞室长轴方向布置宽为 3.6 m 的安全间柱,一步骤回采时,一排布置 6 个炮孔,间柱两侧各 3 个炮孔,若以此布置炮孔,在二步骤回采时,由于边孔距离充填体过近,必然会引起充填体严重垮塌,因此在设计二步骤回采的炮孔布置时,一排布置 4 个炮孔,间柱两侧各 2 个孔,如图 1 所示。

## 2 理论分析

### 2.1 孔间延期时间的选取

对于岩石中的爆破,单炮孔内炸药爆炸所产生的爆轰波作用于孔壁,透射入岩石中的冲击波在炮孔附近形成粉碎区,伴随着能量迅速衰减,冲击波随之转化为应力波,在岩石中任一点的爆破应力是关于该点与炮孔距离  $r$  和应力在该点的持续时间  $t$  的函数<sup>[9]</sup>

$$\sigma_i = \frac{1}{\sqrt{2}} A \sigma_0 \left( \frac{r}{r_0} \right)^{-\alpha} e^{-\beta t} \quad (1)$$

式中:  $\sigma_i$  为岩石中任一点的应力强度, Pa;  $\sigma_0$  为初始波阵面径向应力, Pa;  $r_0$  为初始波阵面半径, m;  $\alpha$  为衰减系数, 对于冲击波取  $\alpha_1 = 2 + \mu / (1 - \mu)$ , 对于应力波取  $\alpha_2 = 2 - \mu / (1 - \mu)$ , 其中  $\mu$  为岩石的动态泊松比, 通常  $\mu = 0.8\mu_0$ ,  $\mu_0$  为岩石的静态泊松比;  $A$  为应力随时间变化的衰减系数,  $\beta = C_p (1 - \mu) /$

$[\alpha(1 - \mu)k]$ , 其中  $C_p$  为岩石纵波速度, m/s;  $\alpha$  和  $k$  为与岩石和炸药性质有关的常数<sup>[10,11]</sup>。  $A = [(1 + \lambda)^2 - 2\mu(1 - \mu)(1 - \lambda)^2 + (1 + \lambda^2)]^{1/2}$ ,  $\lambda$  为侧向压力系数<sup>[12]</sup>,  $\lambda = \mu / (1 - \mu)$ 。

结合义兴寨地下矿的岩石力学相关参数表 1, 可得出单炮孔产生的应力随距离、时间衰减曲线如图 2 和图 3 所示。

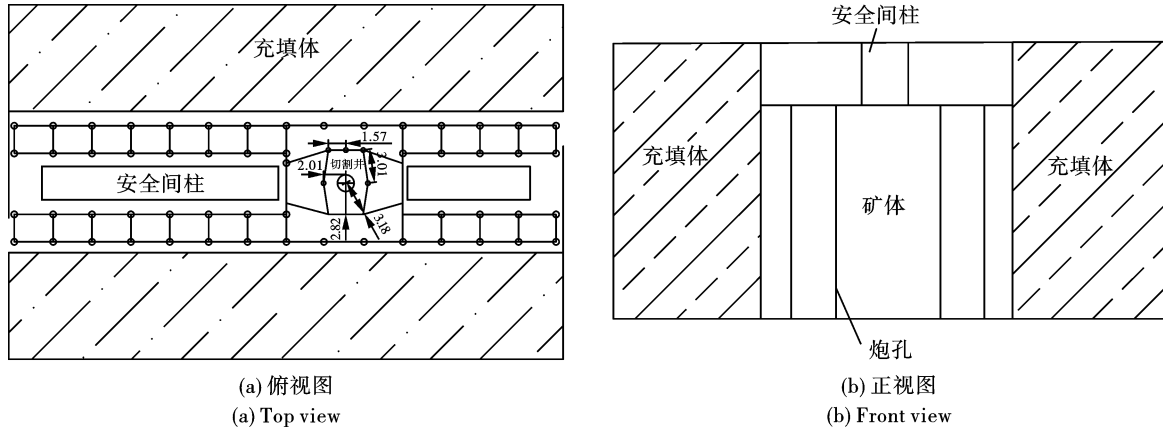


图 1 采场工艺示意图

Fig. 1 Three-dimensional diagram of stope process

表 1 岩石力学参数

Table 1 Rock material parameters

密度 $\rho / (g \cdot cm^{-3})$	弹性模量/GPa	泊松比	屈服强度/MPa	抗拉强度/MPa	切线模量/GPa
2.51	16.20	0.21	60.80	9.12	6.69

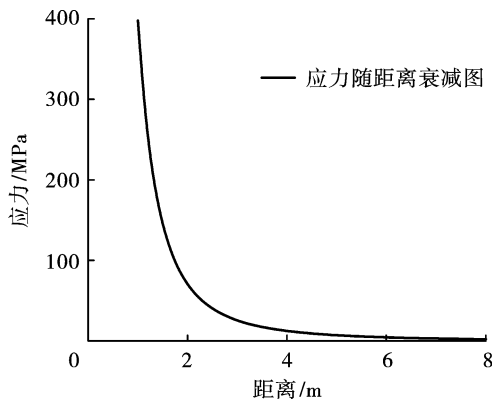


图 2 应力随距离衰减曲线

Fig. 2 Stress decay curve with distance

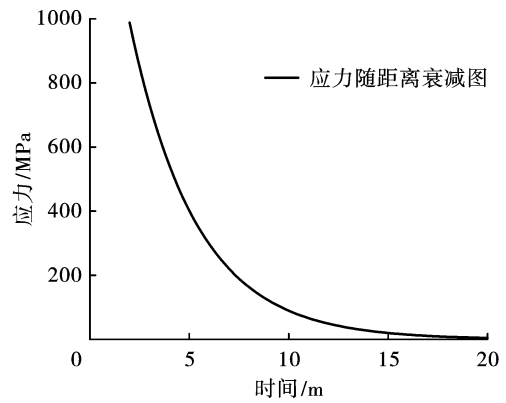


图 3 应力随时间衰减曲线

Fig. 3 Stress decay curve with time

由图 2 图 3 可以看出, 在距离爆源 6m 处和持续时间 15 ms 后, 爆炸应力已大幅度衰减。由于现场情况有间柱的存在, 中间两孔孔间大于 3.6 m, 其中一侧的中间孔, 距离另一侧的充填体的距离大于 6 m, 故可忽略其应力叠加, 因此只研究同一侧两孔的应力叠加对充填体的影响。

当孔间延期小于 5 ms, 应力场会充分叠加, 容

易导致矿房顶板的垮塌, 以及矿房两侧充填体的大范围垮落。当同侧炮孔之间的延期时间大于 15 ms, 可能会出现第一个爆破孔已经完成爆破, 而第二个爆破孔尚未起爆, 未能达到能量密度的合理利用, 孔间应力波叠加不合理, 导致孔间延期爆破失去意义, 不利于爆破中岩石的二次破碎, 可能直接导致后续大块体增多, 影响爆破效果。因此前后起爆的炮孔

之间延期时间在 5 ~ 15 ms 之间选择。

## 2.2 双孔柱状药包延期起爆应力叠加破坏范围理论计算

### 2.2.1 双孔柱状药包延期起爆应力叠加及保护矿柱破坏范围理论计算

两孔先后起爆时应力波作用复杂,且纵波作用较强,因此计算两孔爆炸应力波刚相遇时的应力场大小,此时孔 2 反射纵波还未出现,为便于分析,只考虑孔 1 入射纵波和反射纵波以及孔 2 入射纵波的情况,结合式(1)其叠加公式如下

$$\sigma_A = \sigma_{i1} + \sigma_{r1} + \sigma_{i2} \quad (2)$$

$$\sigma_{i1} = \frac{1}{\sqrt{2}} A \sigma_0 \left( \frac{l_{A1}}{r_f} \right)^{-\alpha_2} e^{-\beta(t+\Delta t)} \quad (3)$$

$$\sigma_{r1} = R_r \frac{1}{\sqrt{2}} A \sigma_0 \left( \frac{l_{BA} + l_{B2}}{r_f} \right)^{-\alpha_2} e^{-\beta(t+\Delta t)} \quad (4)$$

$$\sigma_{i2} = \frac{1}{\sqrt{2}} A \sigma_0 \left( \frac{l_{A2}}{r_f} \right)^{-\alpha_2} \quad (5)$$

式中: $t$ 为延期爆破孔间延期时间,s; $\Delta t$ 为第二个药包产生的应力波到叠加点的时间,s。见图4。

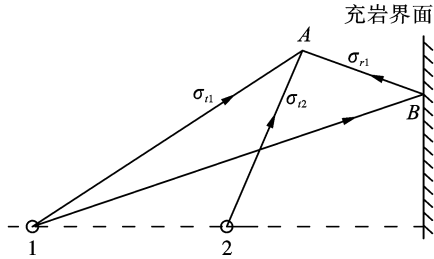


图4 两中深孔穿孔起爆应力波叠加示意图

Fig. 4 Schematic diagram of the superposition of two deep hole hole-by-hole initiation stress waves

$$\sigma_A \approx \frac{1}{\sqrt{2}} A \sigma_{cd} \left( \frac{l_{12} + r_l}{r_f} \right)^{-\alpha_2} e^{-\beta(t+\Delta t)} + \frac{1}{\sqrt{2}} A \sigma_{cd} \left( \frac{r_l}{r_f} \right)^{-\alpha_2} \quad (6)$$

为求得孔 2 与充填体间裂隙区范围,取  $\sigma_A$  值的大小为矿体的动态抗拉强度  $\sigma_{td}$ 。根据上式可以求得孔 2 与充填体之间矿石的最大破坏范围

$$r_l = \frac{r_f}{1 + e^{\frac{\beta(t+\Delta t)}{\alpha_2}}} \left( \frac{\sqrt{2} \sigma_{td}}{A \sigma_{cd}} \right)^{\frac{1}{\alpha_2}} - \frac{l_{12} \cdot e^{\frac{\beta(t+\Delta t)}{\alpha_2}}}{1 + e^{\frac{\beta(t+\Delta t)}{\alpha_2}}} \quad (7)$$

式中: $r_l$ 为孔 2 与充填体之间矿体的裂隙区范围,m; $\sigma_{cd}$ 为矿石的动态抗压强度,Pa。

$$\begin{cases} \sigma_{cd} = \xi_1 \sigma_c \\ \sigma_{td} = \xi_2 \sigma_t \end{cases} \quad (8)$$

式中, $\xi_1$ 、 $\xi_2$ 分别为岩石的抗压、抗拉动荷载系数,见表2、表3。

表2 抗压动荷载系数

Table 2 Compressive dynamic load coefficient

$\sigma_c$ /MPa	<60	60~100	100~150	150~200	>200
$\xi_1$	>7	5~7	4~5	3~4	<3

表3 抗拉动荷载系数

Table 3 Coefficient of tensile load

$\sigma_t$ /MPa	<60	60~100	100~150	150~200	>200
$\xi_2$	<1.4	1.4~1.6	1.6~1.8	1.8~2.0	>2.0

结合义兴寨地下矿岩石力学相关参数表1,计算得出岩石动态抗压强度  $\sigma_{cd} = 425.6$  MPa,动态抗拉强度  $\sigma_{td} = 12.8$  MPa。根据计算可知,两孔延期叠加条件下,孔一起爆后产生的应力场与孔二起爆后产生的应力场有叠加效果。

根据图2和图3,在保证两孔应力叠加且不会造成过大振动的情况下,选取延期时间为 9 ms,同侧孔间距为 2 m。根据计算,在此条件下,边孔起爆后造成的破坏范围为 1.2 m 左右,但不同的边孔距对实际破坏范围影响不大。随着边孔距的增加,爆破后剩余保护矿柱厚度会逐渐增加,但在不同边孔距情况下充填体的破坏不同,也需要理论计算。

### 2.2.2 双孔柱状药包延期起爆应力叠加及充填体破坏范围理论计算

应力波在经过岩体中的节理裂隙或是经过异质界面等情况下,会有部分波界面反射回来,产生反射的纵波和横波,另一部分会透过界面,产生透射的纵波和横波,由于在界面处倾斜入射的应力波情况十分复杂,因此设应力波垂直于界面入射。

对计算矿岩中爆破应力波的传播参数虽然还没有精确的理论方法,但就最简单的纵波由一种介质垂直界面入射另一种介质而言,其透射的情况已有下面的数学解<sup>[13]</sup>

$$\sigma_t = R_t \cdot \sigma_2 \quad (9)$$

式中, $R_r$ 、 $R_t$ 分别为应力波的垂直反射系数,透射系数。可用下式计算

$$R_t = \frac{2\rho_2 C_2}{\rho_2 C_2 + \rho_1 C_1} \quad (10)$$

式中: $\rho_i$  ( $i = 1, 2$ )为介质  $i$  的密度,kg/m<sup>3</sup>;  $C_i$  ( $i = 1, 2$ )为介质  $i$  中纵波的速度,m/s; $\rho_i C_i$ 为介质的波阻抗。

对于透射入充填体内的应力波叠加,如图5,药包1的应力波先传播一段时间,药包2才起爆,所以,此时应力波叠加位置和同时起爆就有所不同,位于中垂线靠近药包2的位置。C点为此时的应力波叠加点, $\theta$ 、 $\beta$ 分别为1、2炮孔的斜交角度。

这里将 C 点取出单元进行受力分析, 结合式 (9) 利用三角形内外角关系和正交分解的原理, 在二力方向上进行求和, 可以求得两中深孔逐孔起爆时, 其应力在充岩界面的透射, 叠加规律。

$$\sigma_{iC} = \sigma_{i1} + \sigma_{i2} \quad (11)$$

$$\sigma_{i1} = R_t \frac{1}{\sqrt{2}} A \sigma_0 \left( \frac{l_{C1}}{r_f} \right)^{-\alpha_2} e^{-\beta(t+\Delta t)} \cos \theta \quad (12)$$

$$\sigma_{i2} = R_t \frac{1}{\sqrt{2}} A \sigma_0 \left( \frac{l_{C2}}{r_f} \right)^{-\alpha_2} e^{-\beta t} \cos \theta \quad (13)$$

结合式 (1)、(12)、(13), 充填体内与炮孔连线垂直与充-岩界面上任意一点的有效应力为

$$\bar{\sigma} = R_t \frac{1}{\sqrt{2}} A \sigma_{cd} \left( \frac{l_b + l_{12}}{r_f} \right)^{-\alpha_2} \left( \frac{l_c}{l_b + l_{12}} + 1 \right)^{-\alpha_2} e^{-\beta(t+\Delta t)} + R_t \frac{1}{\sqrt{2}} A \sigma_{cd} \left( \frac{l_b}{r_f} \right)^{-\alpha_2} \left( \frac{l_c}{l_b} + 1 \right)^{-\alpha_2} \quad (14)$$

式中:  $l_c$  为垂线上任意一点到充-岩边界的距离。

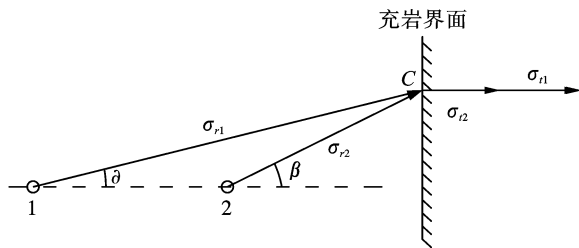


图 5 两中深孔逐孔起爆应力波在充填体内叠加示意图  
Fig. 5 Schematic diagram of the superposition of two deep hole perforation stress waves in the filling body

以边孔距 1.5 m 为例, 根据上文选取的孔间距 2 m, 延期时间 9 ms 的情况下, 可以求得充-岩界面充填体侧一点的有效应力如图 6 所示。

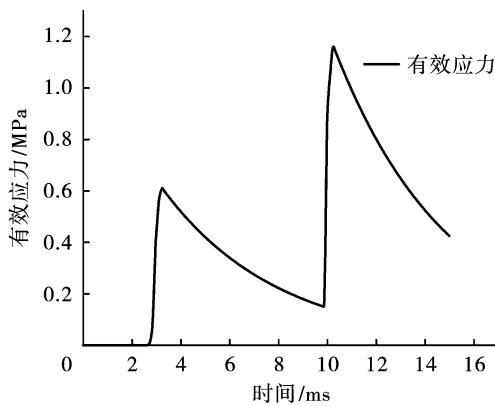


图 6 充-岩交界面充填体侧的有效应力随衰减曲线  
Fig. 6 Effective stress on the filling body side of the filling-rock interface with attenuation curve

由于应力波在充填体内产生的有效应力远小于

充填体的动态抗压强度, 根据 Von Mises 屈服准则, 当  $\bar{\sigma} \geq \sigma_{td}$  时判充填体产生拉破坏。结合充填体力学相关参数, 充填体的动态抗拉强度为 0.7 MPa。上文计算得出, 在孔间延期 9 ms, 孔距 2 m 的情况下, 边孔起爆后被爆岩体破坏范围为 1.2 m, 因此计算整理边孔距大于 1.2 m 时的充填体内破坏范围变化趋势与保护矿柱剩余厚度的关系, 如图 7 所示。

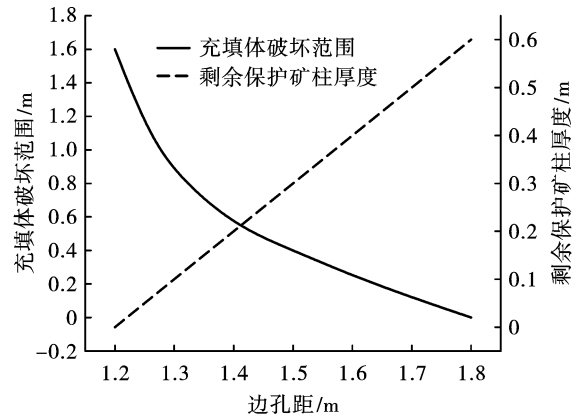


图 7 不同边孔距下充填体内破坏厚度及剩余保护矿柱厚度

Fig. 7 Failure thickness and residual protective ore column thickness in filling body under different side hole spacing

由图 7 分析可知, 充填体的破坏范围随着边孔距的增大而减小, 相应剩余的保护矿柱也随之增多, 而在边孔距为 1.8 m 时充填体内几乎没有破坏, 结合上文可知边孔爆破作用宽度 1.2 m 爆破后, 剩余部分的保护矿柱会由其自重影响而掉落, 不会影响矿石产量, 因此边孔距取 1.8 m 更为合理。

### 3 数值模拟计算

#### 3.1 模型建立及材料参数选取

采场爆破采用垂直布孔的方式, 孔间平行, 为提高计算效率, 将采场三维模型简化成垂直于炮孔的平面模型。确定孔距为 2 m, 延期时间 9 ms, 边孔距充填体距离分别为 1.5 m、1.6 m、1.7 m、1.8 m、1.9 m、2.0 m。被爆岩体和充填体宽度都设为 7 m, 如图 8 所示。



图 8 模型平面图

Fig. 8 Model floor plan

本次模型炸药采用 LS-DYNA 常用的炸药材料

模型 HIGH\_EXPLOSIVE\_BURN 模型以及 \* EOS\_JWL 状态方程用来描述炸药的爆炸过程。

空气材料模型及状态方程分别用关键字 \* MAT\_NULL、\* EOS\_GRUNEISEN 定义。岩石和充填体

材料模型用关键字 \* MAT\_PLASTIC\_KINEMATIC 定义。材料参数见表 1、表 4、表 5。为减小误差,除充填体与岩石接触部分,皆设为无反射边界。数值模型采用 cm-g- $\mu$ s。

表 4 充填体力学参数

Table 4 Filling body parameters

密度 $\rho/(g \cdot cm^{-3})$	弹性模量/GPa	泊松比	屈服强度/MPa	抗拉强度/MPa	切线模量/GPa
1.87	0.61	0.31	2.84	0.30	0.23

表 5 炸药材料参数

Table 5 Explosive material parameters

密度 $\rho/(g \cdot cm^{-3})$	爆速 $D/(m \cdot s^{-1})$	爆压/ ( $10^{11}$ Pa)	$A/(10^{11}$ Pa)	$B/(10^{11}$ Pa)	$R_1$	$R_2$	$\omega$	$E_0/(10^{11}$ Pa)	$V$
0.90	$3.00 \times 10^3$	0.03	0.4946	0.001891	3.907	1.118	0.333	0.0387	1.00

### 3.2 结果分析

由于篇幅限制,且因为爆炸过程矿体部分的应力残留很大,影响充填体部分的应力云图的显示,因此仅展示边孔距  $l_m = 1.5$  m 时充填体内的应力云图。

由图 9 可以看出,在  $t = 2700 \mu s$  时第一只孔的应力波已经在充填体内传播了一段距离,且到了  $t = 5000 \mu s$  可以明显看出应力波的衰减残留。而在  $t = 11\ 000 \mu s$  时,相同位置第二只的应力云图与第一只孔的明显不同,说明两孔延期起爆应力场在刚进入充填体的一定距离内有所叠加,而随着距离的增大应力的持续衰减,叠加效应不再明显。

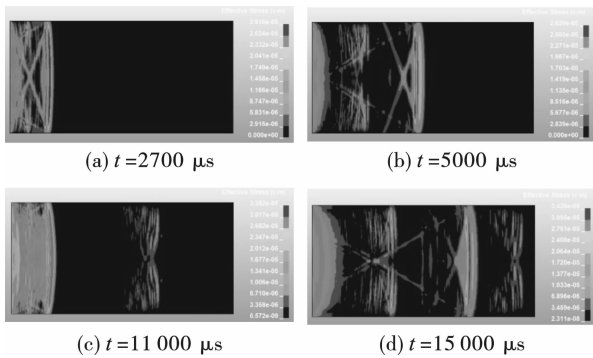


图 9 不同时刻爆炸局部应力云图

Fig. 9 Explosion local stress cloud at different moments

#### 3.2.1 保护矿柱破坏范围验证

为验证式(7)的合理性,分别取 6 个数值模型中距边孔 1.2 m 的网格,如图 10。图 11 为以边孔距 1.5 m 为例情况下,测点 H41553 的有效应力随时间衰减曲线。

将 6 个模型得到的破坏范围与理论计算所得的破坏范围对比,并汇总处理,得到图 12。

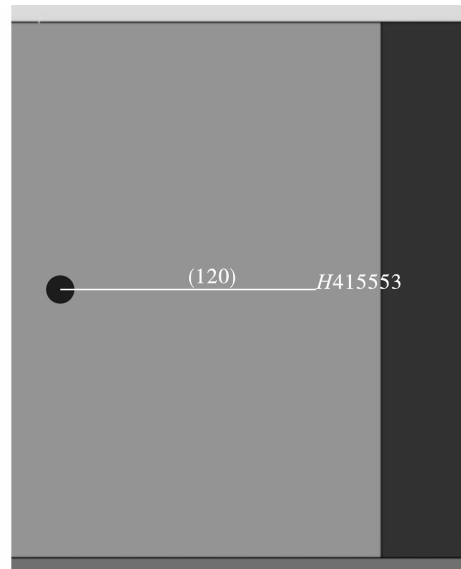


图 10 测点 H41553

Fig. 10 Measurement point H41553

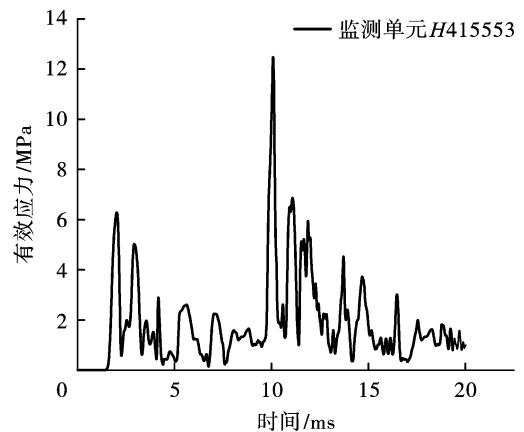


图 11 网格 H41553 有效应力衰减曲线

Fig. 11 Grid H41553 effective stress attenuation curve

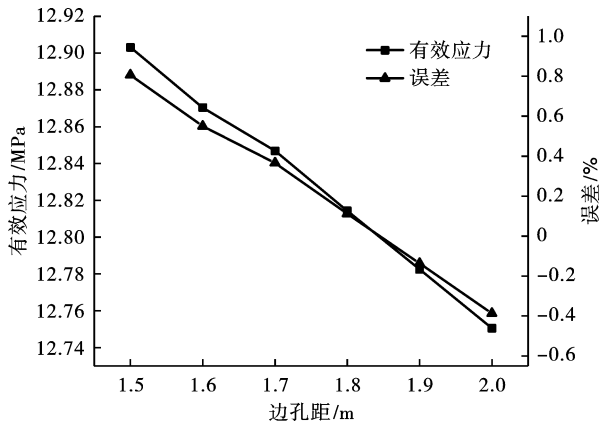


图 12 岩石破坏范围理论计算与数值模拟对比图

Fig. 12 Comparison of theoretical calculation and numerical simulation of rock failure range

由图 12 可以看出,由于数值模拟中反射的存在,不能忽视,因此不同边孔距下边孔起爆后在距边孔 1.2 m 处的有效应力并不相同,并且随着边孔距的增大,有效应力随之减小。但是与理论计算所得的有效应力相比,其误差均控制在正负 1% 以内。纵向比较不同边孔距情况下应力叠加最大相差仅为 0.15 MPa,远小于岩石的动态抗拉强度。

总体来看,在两孔延期爆破时,数值模拟计算拟合曲线与理论计算拟合曲线基本一致。根据 Mises 准则判断,不同边孔距情况下,岩石破坏范围在 1.2m 左右。

### 3.2.2 充填体破坏范围验证

在每个模型中分别设置一条检测线,该检测线位于炮孔与充-岩界面的垂线上。根据理论计算,边孔距 1.5 m 时充填体内破坏范围为 0.4 m,由于存在误差的可能性,因此选取充填体内,测线上 0.5 m 内的所有网格作为测点,网格编号存在重叠,因此仅每 5 个网格给出一个测点编号如图 13 所示。



图 13 测点编号

Fig. 13 Number of measurement points

以边孔距为 1.5 m 时为例,充-岩界面充填体一侧,给出图 13 中测点 H116386 的有效应力随时间衰减曲线如图 14 所示。

将每个模型的测点的有效应力曲线的峰值整理可以分别得到其应力衰减曲线,如图 15 所示。由图 15 纵向对比可以看出,随着边孔距的增大由岩石入

射进充填体的应力,随着边孔距的增大而减小;初始应力越大,其在充填体内的衰减更快,而初始应力越小其衰减越慢,应力波在充填体内的衰减规律符合岩石的衰减规律;以充填体的动态抗拉强度 0.7 MPa 为限,可以看出,边孔距 1.5 m 时充填体破坏范围为 0.42 m,而边孔距 1.8 m 时,应力波对充填体近乎无影响。总体来看,在两孔延期爆破时,数值模拟计算拟合曲线与理论计算拟合曲线基本一致,为使得爆破过程中充填体的破坏降到最小,且爆破效果良好,建议在孔间距为 2 m,孔间延期 9 ms 时,边孔距取 1.8 m。

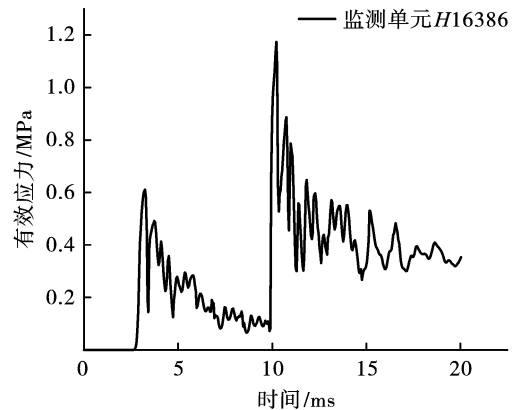


图 14 网格 H116386 有效应力衰减曲线

Fig. 14 Effective stress attenuation curve of grid H116386

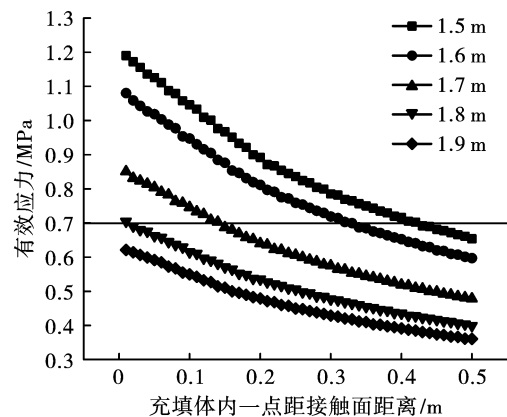


图 15 充填体内的有效应力衰减规律

Fig. 15 Effective stress attenuation law in filling bod

## 4 现场工业试验

### 4.1 现场工业试验方案

在理论和数值模拟的基础上,结合工程背景进行爆破试验,采用数码电子雷管进行延期爆破,设计现场工业试验方案 4 组,炮孔直径 120 mm,炸药采用粒状铵油炸药,其相关参数与数值模拟中炸药参数相同参考表 5,采用数码电子雷管起爆。考虑到

边孔距离充填体更近,边孔采用“2 m 装药 1 m 间隔”,中间孔采用“3 m 装药 1 m 间隔”,上下堵塞各 1.5 m,孔长 49 m,其余爆破参数见表 6。每次实验起爆两排,每组试验 2 次。以边孔距 1.8 m 为例,具体起爆网路如图 16 所示。

表 6 现场爆破试验参数表

Table 6 Field blasting test parameter table

爆破参数	试验 1	试验 2	试验 3	试验 4
边孔距/m	1.6	1.7	1.8	1.9
两孔间距/m	2.0	2.0	2.0	2.0
首排距/m	3.0	3.0	3.0	3.0
孔间延期/ms	9.0	9.0	9.0	9.0
排间延期/ms	42.0	42.0	42.0	42.0

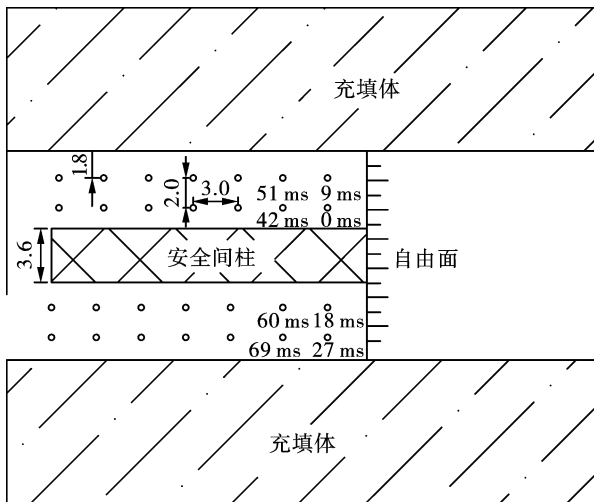
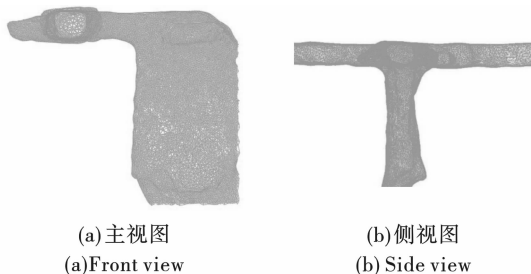


图 16 爆破参数示意图(单位:m)

Fig. 16 Schematic diagram of blasting parameters(unit:m)

## 4.2 试验结果分析

由于篇幅有限,在此仅展示边孔距为 1.8 m 爆破试验后的三维扫描图如图 17 所示。



(a)主视图  
(a)Front view

(b)侧视图  
(b)Side view

图 17 现场爆破试验空区形态扫描图

Fig. 17 Scanning image of empty area morphology in on-site blasting test

根据现场观测结合扫描图可以发现,边孔距为 1.6 m 时两帮爆破应力过大导致充填体破坏严重,壁面存在凹陷,片落,顶板也由于充填体的破坏出现

大面积垮塌。边孔距为 1.7 m 时充填体存很小部分的片落,但采场的顶板无垮塌。边孔距为 1.8 m 时,采场侧帮充填体裸露,壁面平整光滑,整体完好无明显破坏,空区形态与设计采场形态基本吻合,而崩落的矿石块度较为均匀,大块较少,爆破效果良好。而边孔距为 1.9m 的试验,被爆岩体还有一部分与充填体粘接悬在采场侧帮,一方面影响回采进程的安全,同时造成了矿石的浪费。

综上所述,在固定间柱一侧两孔间距为 2 m,孔间延期为 9 ms 时,边孔距选择 1.8 m 时充填体基本无破坏,同时保证被爆岩体全部崩落,爆破效果良好。

## 5 结论

在延期爆破条件下,对炮孔爆炸产生的应力波在岩石和充填体中的传播、叠加等变化过程及应力作用下的破坏范围进行了理论、数值模拟和工业试验研究,获得结论如下:

(1) 基于柱状装药的应力传播理论及其叠加规律,结合义兴寨地下矿的岩石和充填体的力学参数以及炸药相关参数得知,当前后起爆孔的延期时间在 5 ~ 15 ms 之间,孔距小于 6 m 时,仍需要考虑延期爆破应力场的叠加效应。

(2) 通过建立多个数值模型,将不同边孔距条件下,理论计算出被爆岩体和充填体的破坏范围与数值模拟拟合出的相比较,两者得到的结果吻合度较高,证明理论结果的正确性。

(3) 爆破网路中边孔距不同,引起的爆破应力场大小也不同,相对应的爆破孔网参数取值也不同。义兴寨地下矿现场较优化的孔网参数取值,孔间距为 2 m,孔间延期为 9 ms 时,边孔距选择 1.8 m,可以保证充填体基本无破坏且爆破效果良好。

## 参考文献 (References)

- [1] 韩 斌,王贤来,肖卫国. 基于多元非线性回归的井下采场充填体强度预测及评价[J]. 采矿与安全工程学报,2012,29(5):714-718.
- [1] HAN Bin, WANG Xian-lai, XIAO Wei-guo. Prediction and evaluation of downhole stope filling strength based on multiple nonlinear regression [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(5): 714-718. (in Chinese)
- [2] 薛田喜,徐鸿鹏,张旭飞,等. 进路式采矿爆破振动波在充填体内的传播规律研究[J]. 矿业研究与开发, 2023, 43(7): 42-49. DOI:10.13827/j.cnki.kyyk.2023.07.005.
- [2] XUE Tian-xi, XU Hong-peng, ZHANG Xu-fei, et al. Study on propagation law of approach mining blasting vibration

- wave in filling body[J]. Mining Research and Development, 2023, 43(7): 42-49. DOI: 10. 13827/j. cnki. kyyk. 2023. 07. 005. (in Chinese)
- [3] 秦梨,邓涛,张成良,等. 动载下尾砂胶结充填体的损伤规律与本构关系研究[J]. 工程爆破, 2023, 29(3): 46-54. DOI: 10. 19931/j. EB. 20220074.
- [3] QIN Li, DENG Tao, ZHANG Cheng-liang, et al. Study on damage law and constitutive relationship of tailings cemented filler under dynamic loading [J]. Engineering Blasting, 2023, 29(3): 46-54. DOI: 10. 19931/j. EB. 20220074. (in Chinese)
- [4] 张金,金爱兵,陈帅军. 嗣后充填采场爆破与充填体稳定协同效应研究[J]. 金属矿山, 2021(9): 8-17. DOI: 10. 19614/j. cnki. jksk. 202109002.
- [4] ZHANG Jin, JIN Ai-bing, CHEN Shuai-jun. Study on synergistic effect of blasting and packing body stabilization in subsequent filling stope[J]. Metal Mine, 2021(9): 8-17. DOI: 10. 19614/j. cnki. jksk. 202109002. (in Chinese)
- [5] 姜明归,孙伟,李金鑫,等. 冲击荷载下全尾砂胶结充填体断裂特性与能耗特征分析[J/OL]. 岩土力学: 1-12. [2023-08-19]. DOI: 10. 16285/j. rsm. 2022. 0926.
- [5] JIANG Ming-gui, SUN Wei, LI Jin-xin, et al. Analysis of fracture characteristics and energy consumption characteristics of cemented filling body with full tailing sand under impact loading[J/OL]. Rock and Soil Mechanics: 1-12. [2023-08-19]. DOI: 10. 16285/j. rsm. 2022. 0926. (in Chinese)
- [6] 朱鹏瑞,宋卫东,曹帅,等. 爆破动载下胶结充填体的张拉力学响应机制[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(3): 605-611. DOI: 10. 13545/j. cnki. jmse. 2018. 03. 022.
- [6] ZHU Peng-rui, SONG Wei-dong, CAO Shuai, et al. Tensile mechanical response mechanism of cemented filling body under blasting dynamic loading[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2018, 35(3): 605-611. DOI: 10. 13545/j. cnki. jmse. 2018. 03. 022. (in Chinese)
- [7] 胡建华,张涛,丁啸天,等. 充-岩界面耦合体爆破动力响应机理[J]. 爆炸与冲击, 2021, 41(8): 161-175. DOI: 10. 11883/bzycj-2020-0433.
- [7] HU Jian-hua, ZHANG Tao, DING Xiao-tian, et al. Dynamic response mechanism of charge-rock interface coupling [J]. Explosion and Shock, 2021, 41(8): 161-175. DOI: 10. 11883/bzycj-2020-0433. (in Chinese)
- [8] 甘德清,张雅洁,刘志义,等. 胶结充填体早期损伤对后期力学性能影响机制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2023, 42(4): 821-832. DOI: 10. 13722/j. cnki. jrme. 2022. 0448.
- [8] GAN De-qing, ZHANG Ya-jie, LIU Zhi-yi, et al. Study on the mechanism of influence mechanism of early damage of cemented filling body on mechanical properties in the later stage[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2023, 42(4): 821-832. DOI: 10. 13722/j. cnki. jrme. 2022. 0448. (in Chinese)
- [9] 王文龙. 钻眼爆破[M]. 北京:煤炭工业出版社, 1984: 167-171.
- [9] WANG Wen-long. Drill hole blasting[M]. Beijing: Coal Industry Press, 1984: 167-171. (in Chinese)
- [10] HARRIES G. The modeling of long cylindrical charge of explosive[C]// 1st Int Symp on Rock Fragmentation by Blasting. Sweden, 1983: 419-431.
- [11] 卢文波. 岩石爆破中应力波的传播及其效应研究[D]. 武汉:武汉大学, 1994.
- [11] LU Wen-bo. Study on propagation and effect of stress wave in rock blasting[D]. Wuhan: Wuhan University, 1994. (in Chinese)
- [12] 戴俊. 岩石动力学特性与爆破理论[M]. 北京:冶金工业出版社, 2002: 120-137.
- [12] DAI Jun. Rock dynamics and blasting theory[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2002: 120-137. (in Chinese)
- [13] 杨宏宝,陈忠毅. 异种介质界面爆破技术在廉江银矿的应用[J]. 矿业研究与开发, 1997(2): 54-57. DOI: 10. 13827/j. cnki. kyyk. 1997. 02. 016.
- [13] YANG Hong-bao, CHEN Zhong-yi. Application of heterogeneous medium interface blasting technology in Lianjiang silver mine [J]. Mining Research and Development, 1997(2): 54-57. DOI: 10. 13827/j. cnki. kyyk. 1997. 02. 016. (in Chinese)

## 科技论文网络首发小知识

网络首发(Online First Publish),就是被录用论文在纸质刊物出版前,先以网络出版形式刊发出来,读者可以在文章所在网页阅览、下载和打印。网络首发与纸质版具有同等效力,可减少出版时滞,使作者的首发权得到及时确认,以促进科研成果快速传播。