

# 深井扇形组合孔短延时爆破裂纹扩展模拟研究<sup>①</sup>

温 晨, 乔秋秋, 邱贤阳, 史秀志, 陈 辉

(中南大学 资源与安全工程学院, 湖南 长沙 410083)

**摘 要:** 提出了一种扇形组合孔短延时爆破的构想,即在常规的每排扇形崩落孔中间增加一排致裂孔,崩落孔与致裂孔之间短延时间隔起爆。使用 ANSYS/LS-DYNA 对不同延时时间及不同围压加载条件下的爆破方案进行数值模拟研究,发现高应力环境下常规扇形孔爆破无法形成有效爆破漏斗,扇形组合孔短延时爆破则损伤破裂更加有效、破岩效果更好。此外对不同围压条件下的裂纹扩展进行分析,爆破裂纹扩展趋向于最大主应力方向。数值模拟及现场工程实践证实,当最大主应力方向与扇形崩落排孔成一定小角度,即平行崩落排孔方向加载较大围压、垂直排孔方向加载较小围压时,扇形组合孔短延时爆破不仅可以改善岩石破碎效果,也可以有效保护后排炮孔和保留岩体。

**关键词:** 高地应力; ANSYS/LS-DYNA; 扇形组合孔; 短延时爆破; 爆破裂纹扩展

中图分类号: TD235

文献标识码: A

doi: 10.3969/j.issn.0253-6099.2023.01.006

文章编号: 0253-6099(2023)01-0026-06

## Simulation of Crack Propagation Induced by Short Delay Blasting with Blastholes in a Combined Fan Pattern for Deep Well

WEN Chen, QIAO Qiuqiu, QIU Xianyang, SHI Xiuzhi, CHEN Hui

(School of Resources and Engineering, Central South University, Changsha 410083, Hunan, China)

**Abstract:** A concept of short delay blasting with blastholes in a combined fan pattern was put forward, in which a row of reinforced holes were added between each row of conventional fan-pattern holes, and detonation was initiated with short delay interval between the conventional row of holes and the added row of holes. The blasting scheme with different delay interval, and blastholes loaded with different confining pressure were numerically simulated with ANSYS/LS-DYNA. It is found that blasting crater cannot be effectively produced by adopting the scheme with conventional holes in fan pattern under high geo-stress environment, while the scheme of short delay blasting with holes in combined fan pattern is more effective in obtaining damaged and ruptured rock, showing better rock breakage effect. In addition, analysis of crack propagation under different confining pressure shows that the blasting crack tends to grow in the direction of the maximum principal stress. The numerical simulation and field engineering practice have proven that when there is an acute angle between the maximum principal stress and that added row of blastholes in fan pattern, that is, higher confining pressure is loaded in the direction of the horizontal row of holes, and lower confining pressure is loaded in the direction of the vertical row of holes, the short-delay blasting with blastholes in such a combined fan pattern can not only improve the rock breakage effect, but also effectively keep rear row of blastholes and the rock mass behind not impacted by the blasting.

**Key words:** high geo-stress; ANSYS/LS-DYNA; blastholes in a combined fan pattern; short-delay blasting; blasting crack

经过几十年的大规模资源开发,浅层资源逐渐枯竭,矿山开采向地下深部发展。深部开采面临的高地

应力给矿山开采带来更大挑战<sup>[1-2]</sup>。文献[3]认为当原地应力超过 12 MPa 时,常规爆破方案已不再适用。

① 收稿日期: 2022-09-20

基金项目: 国家自然科学基金(52004329,51874350);湖南省自然科学基金(2020JJ5743)

作者简介: 温 晨(1998—),男,河南安阳人,硕士研究生,主要从事采矿与爆破方面研究。

通信作者: 乔秋秋(1986—),男,河南永城人,博士,讲师,长期从事采矿与岩土工程方面的教学与科研工作。

在钻爆法仍作为矿山开采主要方法的今天,深部矿山开采所需要解决的问题是高地应力与爆破载荷共同作用下的岩石破碎<sup>[4]</sup>。

众多学者对高应力下岩石爆破开展研究,认为高地应力使裂纹趋向于沿最大主地应力方向发展<sup>[5]</sup>。学者们针对高地应力促进爆破效果进行了大量研究<sup>[6-9]</sup>,但大多基于孔间裂纹拓开展开研究,鲜见文献涉及高应力条件下扇形孔爆破破岩的研究。本文使用 ANSYS/LS-DYNA 构建一种扇形组合孔的数值模型,研究不同地应力和短延时间隔对扇形组合孔爆破破岩的影响规律,并结合数值模拟分析结果在现场进行试验。

## 1 高应力扇形组合孔短延时爆破破岩机理

文献[10]通过水泥砂浆试块进行模型试验,结合数值模拟和理论分析,发现高应力环境下岩体爆破存在抵抗线效应,即抵抗线较大时地应力对岩体爆破有抑制作用,而随着抵抗线降低逐渐转为促进作用。随着围压增加,不同抵抗线的爆破漏斗体积呈现完全不同的趋势。对于4 cm和5 cm的抵抗线,随着围压增加,爆破漏斗体积增大;而对于6 cm和7 cm的抵抗线,随着围压增加,爆破漏斗体积变小。表明当抵抗线较小时,围压促进了岩石破裂;而当抵抗线较大时,围压抑制岩石破裂。

根据高应力岩体爆破的抵抗线效应,将地应力对深部岩体爆破的影响由抑制作用转为促进作用可通过降低爆破抵抗线来实现,由此提出扇形组合孔短延时爆破的构想,如图1所示,即在常规的每排扇形孔中间增加一排稀疏的致裂孔,由致裂孔和常规扇形崩落孔组成组合孔,先起爆致裂孔短延时间隔后起爆崩落孔。致裂孔起爆时因其抵抗线较小,地应力可促进其爆破作用;崩落孔起爆时除常规自由面外还有致裂孔形成的预裂纹为自由面,致裂孔与崩落孔间相互作用形成贯穿裂纹。

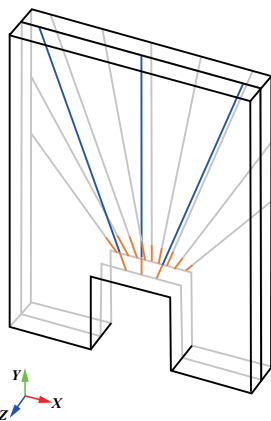


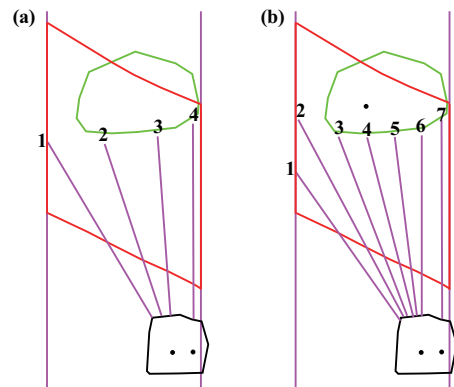
图1 高应力岩体扇形组合孔短延时爆破技术

## 2 数值计算模型

### 2.1 数值模型

结合赞比亚谦比希铜矿东南矿体1020-1-3号采场扇形中深孔爆破工程实例建立数值分析模型。东南矿体开采水平在地下680~1080 m之间,属高地应力矿山,受构造应力影响,水平应力高于垂直应力,最大水平应力可达60 MPa。

1020-1-3采场排距2 m,排间布置加强排,图2为炮排剖面图,简化模型为一个有限元准二维平面模型(见图3),尺寸30 m×40 m,模型中部靠近自由面位置布置2排炮孔,其中前排靠近自由面为致裂孔,后排为崩落孔。炮孔直径76 mm,致裂孔与自由面之间的距离为1 m,崩落孔距自由面2 m,4个崩落孔之间的间距为1.8 m。采用动力松弛法模拟高地应力环境作用,爆炸分析阶段,岩体采用Lagrange算法,炸药采用ALE算法,并将炸药与岩体通过流固耦合方式来模拟高地应力岩体爆破损伤演化过程。



(a) 加强排; (b) 常规排

图2 炮排剖面图

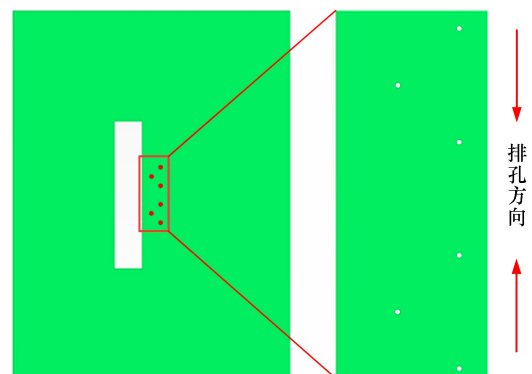


图3 扇形组合孔短延时爆破数值分析模型

### 2.2 模型材料

#### 2.2.1 炸药材料及状态方程

炸药模型使用LS-DYNA中的8号材料(MAT\_

HIGH\_EXPLOSIVE\_BURN),选择JWL(Jones-Wilkens-Lee)状态方程(EOS)来模拟炸药爆炸压力<sup>[11]</sup>。状态方程如式(1)所示,炸药参数及状态方程参数如表1所示。

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

表1 炸药参数及状态方程参数

$\rho/$ ( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	$D/$ ( $\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$ )	$P_b/$ GPa	$A/$ GPa	$B/$ GPa	$R_1$	$R_2$	$\omega$	$E/$ GPa
1 320	6 690	16	586	21.6	5.81	1.77	0.282	7.38

### 2.2.2 岩石材料

岩石模型使用LS-DYNA中的272号材料(MAT\_RHT),这个材料模型可以分析材料在围压、应变率、应变硬化和损伤软化影响下的动力学性能,本文研究的岩石材料参数引自文献[12]。详细参数如表2所示。

表2 RHT岩石模型参数

参数	取值	参数	取值
物质密度 $\rho_0$	2 660 $\text{kg}/\text{m}^3$	雨贡组系数 $A_1$	25.7 GPa
孔隙压缩时压力 $P_{cl}$	125 MPa	雨贡组系数 $A_2$	37.84 GPa
孔隙压实时压力 $P_{comp}$	6 GPa	雨贡组系数 $A_3$	21.29 GPa
孔隙度指数 $N$	3.0	状态方程参数 $B_0$	1.22
初始孔隙度 $\alpha_0$	0	状态方程参数 $B_1$	1.22
单轴抗压强度 $f_c$	167.8 MPa	状态方程参数 $T_1$	25.7 GPa
抗拉强度比 $f_c^*$	0.04	状态方程参数 $T_2$	0
剪压强度比 $f_s^*$	0.21	参考拉伸应变率 $\epsilon_0^t$	$3 \times 10^{-6}$
剪切模量 $G$	21.9 GPa	失效压缩应变率 $\epsilon^c$	$3 \times 10^{25}$
失效面参数 $A$	2.44	失效拉伸应变率 $\epsilon^t$	$3 \times 10^{25}$
失效面指数 $N$	0.76	压缩屈服面参数 $g_c^*$	0.53
拉压子午比 $Q_0$	0.68	拉伸屈服面参数 $g_t^*$	0.7
罗德角相关系数 $B$	0.05	剪切模量缩减系数 $\xi$	0.5
压缩应变率指数 $\beta_c$	0.026	初始损伤参数 $D_1$	0.04
拉伸应变率指数 $\beta_t$	0.007	损伤参数 $D_2$	1.0
参考压缩应变率 $\epsilon_0^c$	$3 \times 10^{-5}$	最小失效应变 $\epsilon_p^m$	0.015
塑性流动拉伸压力 PTF	0.001	残余应力强度参数 $A_f$	0.25
侵蚀塑性应变 EPSF	2.0	残余应力强度指数 $n_f$	0.62
GAMMA	0.0		

### 2.3 应力初始化

根据文献[13],最大水平主应力  $\sigma_{hmax}$  及垂直主应力  $\sigma_y$  随深度  $H$  的线性回归方程为:

$$\sigma_{hmax} = 0.060 4H - 0.019 7 \quad (2)$$

$$\sigma_y = 0.027 5H - 0.243 7 \quad (3)$$

结合式(2)~(3)可以计算出-1 020 m水平采场的最大水平主应力及垂直主应力分别为60.98 MPa和27.53 MPa,因此以60 MPa和30 MPa分别模拟不同地

应力加载情况下的爆破裂纹拓展情况,如表3所示。通过动力松弛法给模型施加初始地应力。

表3 加载方案

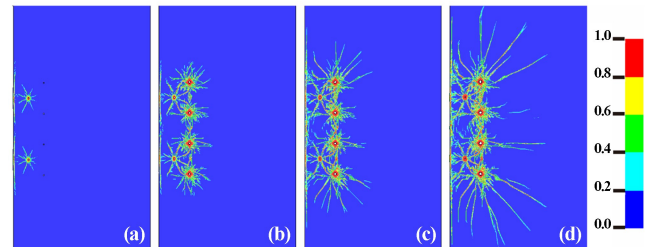
方案	地应力/MPa	
	排孔方向	垂直排孔方向
1	30	—
2	60	—
3	—	60
4	60	30
5	30	60

## 3 数值计算结果分析

### 3.1 无围压条件下扇形组合孔短延时爆破裂纹扩展

#### 3.1.1 无围压条件下扇形组合孔短延时爆破裂纹扩展过程

无围压加载条件下扇形组合孔1 ms延时爆破裂纹扩展过程如图4所示。可见,第一排致裂孔起爆后1 ms,首先在炮孔周边形成压剪损伤和拉伸裂纹,并在自由面附近形成反射拉伸裂纹;然后第二排崩落孔起爆,1.5 ms时炮孔周边形成压剪损伤和拉伸裂纹并与致裂孔裂纹贯穿;2 ms时崩落孔的应力波进一步传播至自由面形成反射拉伸波;崩落孔的裂纹在自由面和致裂孔已形成裂纹处不断反射,同时径向裂纹不断向外传播,3 ms时形成了最终的损伤裂纹。



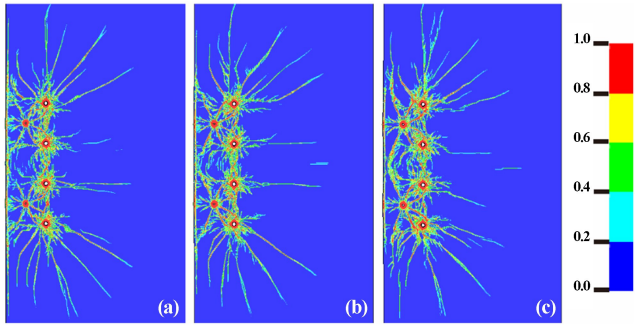
(a) 1 ms; (b) 1.5 ms; (c) 2 ms; (d) 3 ms

图4 无围压下扇形组合孔1ms延时爆破裂纹扩展过程

#### 3.1.2 无围压条件下延时间隔对扇形组合孔爆破裂纹扩展的影响

对不同延时间隔下无围压扇形组合孔模拟,观察其损伤裂纹分布,结果如图5所示。可见不同延时间隔下扇形组合孔爆破损伤裂纹分布整体较为相似,长延时间隔下(3 ms)致裂孔之间的裂纹扩展更为充分,而短延时间隔下(1 ms)致裂孔与自由面之间的裂纹扩展更为充分。无围压条件下扇形组合孔短延时爆破损伤裂纹扩展的一个共同特征是崩落孔外围的损伤裂纹较为发育,特别是崩落孔上下两端和右侧的损伤裂

纹扩展较长,在实际工程爆破中容易对后排孔造成破坏,也不利于保留岩体的保护。



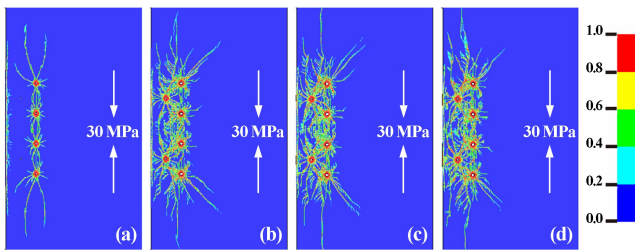
(a) 1 ms 延时; (b) 2 ms 延时; (c) 3 ms 延时

图 5 不同延时间隔下无围压扇形组合孔爆破损伤裂纹分布

### 3.2 围压加载条件下扇形组合孔短延时爆破裂纹扩展

#### 3.2.1 排孔方向围压加载下爆破损伤裂纹分布

在排孔方向添加 30 MPa 围压,观察常规扇形孔爆破和扇形组合孔短延时爆破的损伤裂纹分布,如图 6 所示。可见,围压加载条件下常规扇形孔爆破无法形成有效的爆破漏斗,整体形成了两部分裂纹:一是孔间贯穿裂纹,二是自由面附近的反射拉伸裂纹;两部分裂纹未能贯通,其原因在于常规扇形孔爆破的炮孔离自由面较远,炮孔爆破后优先形成孔间贯穿裂纹,在开挖方向上难以形成有效裂纹。与之相比,扇形组合孔短延时爆破的损伤破裂更加有效,不仅形成了更加密集的孔间贯穿裂纹,且在炮孔与自由面间也形成了均匀的贯通裂纹,有助于获得均匀的岩石破碎效果。



(a) 常规扇形孔; (b) 扇形组合孔 1 ms 延时;

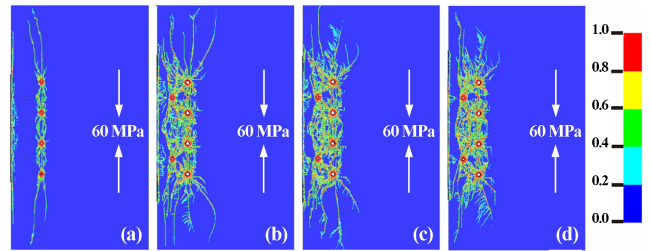
(c) 扇形组合孔 2 ms 延时; (d) 扇形组合孔 4 ms 延时

图 6 排孔方向 30 MPa 围压加载条件下常规扇形孔与扇形组合孔爆破损伤裂纹分布

对比不同延时间隔下扇形组合孔爆破损伤裂纹可见,延时间隔 2 ms 致裂孔间裂纹及致裂孔与自由面之间的裂纹扩展比延时间隔 1 ms 更为充分,而延时间隔 4 ms 虽然致裂孔间裂纹发育较为充分,但致裂孔与自由面之间的裂纹比延时 2 ms 少。可见,较长延时有助于利用排孔方向的围压使致裂孔间形成较为发育的贯穿裂纹,但延时间隔太长则不利于崩落孔在自由面方

向形成裂纹。此外,排孔方向加载围压后崩落孔外围的裂纹明显减小,特别是崩落孔右侧的径向裂纹扩展受到极大抑制,这有助于保护后排炮孔和保留岩体。

将排孔方向围压增大到 60 MPa,结果显示(见图 7),常规扇形孔爆破方案在高围压加载下仍无法形成贯通的孔间贯穿裂纹和自由面附近的反射拉伸裂纹,且孔间贯穿裂纹几乎只沿围压加载方向发展,再次验证了地应力对爆破裂纹扩展的倾向性影响。在高围压条件下,短延时爆破的损伤裂纹分布比长延时更为均匀。延时 4 ms,虽然在围压作用下孔间贯穿裂纹扩展较为发育,但致裂孔与自由面之间的裂纹扩展较差。这是由于,在高围压作用下,致裂孔间的裂纹优先向围压加载方向扩展,而在自由面方向未形成贯穿裂纹。长延时起爆时,已经形成的致裂孔间贯穿裂纹成为崩落孔爆破的新自由面,崩落孔起爆后应力波在该贯穿裂纹处发生复杂的反射并形成密集裂纹。可见,排孔方向围压加载时采用合适的短延时间隔可充分利用围压形成致裂孔间贯穿裂纹,崩落孔爆破与致裂孔预先形成的裂纹耦合作用,可有效改善爆破损伤裂纹扩展。

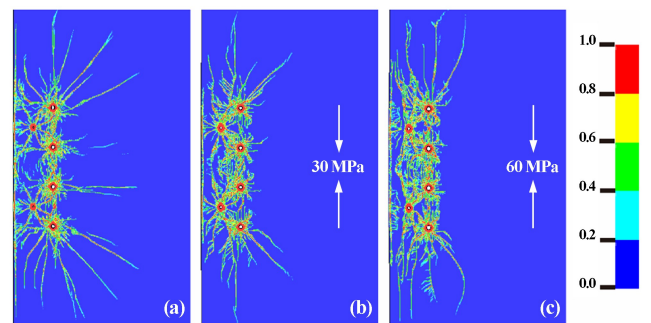


(a) 常规扇形孔; (b) 扇形组合孔 1 ms 延时;

(c) 扇形组合孔 2 ms 延时; (d) 扇形组合孔 4 ms 延时

图 7 排孔方向 60 MPa 围压加载条件下常规扇形孔与扇形组合孔爆破损伤裂纹分布

对比不同围压下延时 1 ms 扇形组合孔爆破损伤裂纹(见图 8),可以发现加载围压大小对爆破损伤裂纹的扩展影响极大。与无围压相比,加载围压后致裂孔间裂纹发育更为充分,且随围压增加,崩落孔和致裂



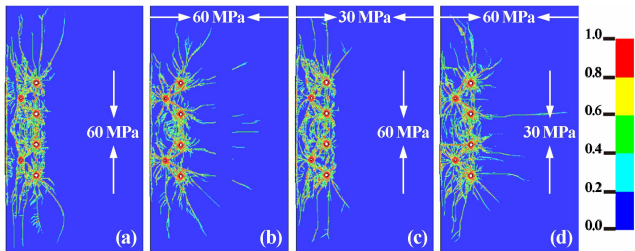
(a) 无围压; (b) 排孔方向 30 MPa; (c) 排孔方向 60 MPa

图 8 围压大小对扇形组合孔爆破损伤裂纹分布的影响(1 ms)

孔间裂纹发育越充分。同时也印证了高应力环境岩体爆破的抵抗线效应,即在抵抗线较小时,高应力环境对岩体爆破起促进作用。因此,在工程实践中,当围压加载方向与排孔方向一致时,可适当增加崩落孔的孔间距。此外,加载围压后崩落孔右侧裂纹扩展受到抑制,围压加载方向上炮孔外围的裂纹扩展则未受影响。

### 3.2.2 不同围压加载条件下扇形组合孔短延时爆破损伤裂纹分布

对比不同加载条件下扇形组合孔短延时爆破损伤裂纹分布(见图9),可以发现,相对于排孔方向施加60 MPa围压,在垂直排孔方向施加60 MPa围压致裂孔与崩落孔间裂纹较为发育,而致裂孔间和崩落孔间裂纹发育较差,表明这种情况下容易形成大块,且崩落孔外围径向裂纹较为发育,对于后排孔和保留岩体的保护极为不利。



(a) 排孔方向 60 MPa; (b) 垂直排孔方向 60 MPa  
(c) 排孔方向 60 MPa,垂直排孔方向 30 MPa;  
(d) 排孔方向 30 MPa,垂直排孔方向 60 MPa

图9 不同围压加载条件下扇形组合孔爆破损伤裂纹分布(1 ms)

排孔方向加载60 MPa、垂直排孔方向加载30 MPa方案的损伤裂纹较为均匀,由于在排孔方向加载了较大围压,致裂孔间和崩落孔间裂纹发育极为充分,崩落孔外围径向裂纹扩展受到抑制,又由于垂直排孔方向也加载了围压,致裂孔与自由面之间的贯通裂纹扩展也较为充分,表明这种情况下不仅岩石破碎块度较为均匀,也能较好地保护后排炮孔和保留岩体。而排孔方向加载30 MPa、垂直排孔方向加载60 MPa方案,2个致裂孔间和崩落边孔与自由面之间的损伤裂纹较为稀疏,容易形成大块,且崩落孔外围径向裂纹较为发育,不利于保护后排孔和保留岩体。

综上,当最大主应力方向与扇形崩落排孔成一定小角度,即平行崩落排孔方向加载较大围压、垂直排孔方向加载较小围压,扇形组合孔短延时爆破不仅可以改善岩石爆破破碎效果,也可以有效保护后排炮孔和保留岩体。

## 4 工程实例

谦比希铜矿东南矿体北采区1盘区采场采用常规

上向扇形中深孔爆破,排距1.8 m,爆破后存在较为明显的大块,破岩效果较差。因此在谦比希铜矿东南矿体北采区1020-1-3采场开展扇形组合孔试验,试验采场排距设置为2 m,在每两排中间设置加强排,普通排由7个崩落孔组成,孔深15~17 m,孔底距不超过2.3 m;加强排均匀布置4个致裂孔,组成上向扇形组合孔。详见图10。

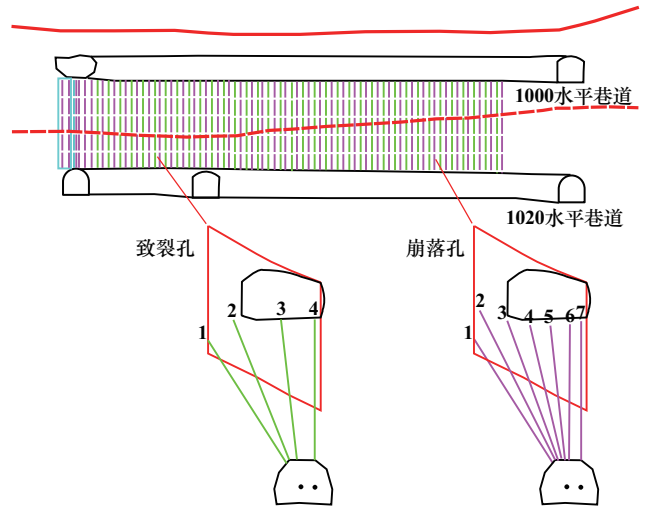


图10 谦比希铜矿上向扇形中深孔组合孔爆破炮孔布置

图11为试验采场扇形组合孔爆破效果现场图。通过现场实例,证实扇形组合孔短延时爆破方案可以有效降低大块率,获得了较好的破岩效果。

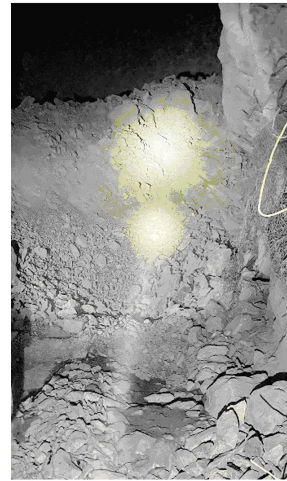


图11 1020-1-3采场爆破效果

## 5 结论

针对高地应力采场爆破下周边岩体及充填体损伤和破岩效果问题进行研究,通过数值模拟及现场试验得出以下结论:

- 1) 为了消除抵抗线效应,提出了扇形组合孔爆破

的构想,以期提高爆破破岩效果。

2) 采用数值模拟进行研究得知,相较于常规扇形孔爆破,高地应力环境下扇形组合孔短延时爆破可以获得更为优良的岩石破碎效果;短延时间隔爆破裂纹拓展较好,印证了抵抗线较小时高应力环境对爆破效果确实起促进作用;当炮排与最大主应力成较小角度时,可以获得较为优良的爆破效果,同时对后续炮排以及岩体的保护也更加到位。

3) 在谦比希铜矿 1020-1-3 采场对扇形组合孔构想进行现场试验,采用扇形组合孔方案可以有效降低大块率,破岩效果提高显著,验证了其可行性。

### 参考文献:

- [1] 刘志祥,郑斌,刘进,等. 金属矿深部开采岩爆危险预测的 GA-ELM 模型研究[J]. 矿冶工程, 2019,39(3):1-4.
- [2] 马春德,徐家庆,刘焕新,等. 基于 ANSYS-FLAC<sup>3D</sup> 的深部采场结构参数优化研究[J]. 矿冶工程, 2021,41(1):20-23.
- [3] LU W B, CHEN M, GENG X, et al. A study of excavation sequence and contour blasting method for underground powerhouses of hydropower stations[J]. Tunnelling and Underground Space Technology incorporating Trenchless Technology Research, 2012,29(5):31-39.
- [4] 杨建华,孙文彬,姚池,等. 高地应力岩体多孔爆破破岩机制[J]. 爆炸与冲击, 2020,40(7):118-127.
- [5] 赵建平,程贝贝,卢伟,等. 深部高地应力下岩石双孔爆破的损伤规律[J]. 工程爆破, 2020,26(5):14-20.

(上接第 25 页)

曲线存在小波动,估计是岩样受压变形不均所致;在峰值强度附近,应力-应变曲线的波动是岩样破坏过程中孔隙坍塌使得部分裂隙再次闭合、滑移产生摩擦效应所致。此外,白砂岩峰值强度、弹性模量、泊松比等力学参数随加载速率增大而增加。

### 参考文献:

- [1] 李永盛. 加载速率对红砂岩力学效应的试验研究[J]. 同济大学学报(自然科学版), 1995(3):265-269.
- [2] 苏承东,李怀珍,张盛,等. 应变速率对大理岩力学特性影响的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2013,32(5):943-950.
- [3] 宋义敏,邢同振,邓琳琳,等. 不同加载速率下岩石变形场演化试验研究[J]. 岩土力学, 2017,38(10):2773-2779.
- [4] 李兵磊,远彦威,曹洋兵,等. 冲击荷载下灰岩的动力学特性及能量耗散规律[J]. 金属矿山, 2021(8):61-66.
- [5] 甘德清,田晓曦,高锋,等. 循环冲击条件下磁铁铁矿石损伤特征研究[J]. 金属矿山, 2020(3):79-84.
- [6] 李杰林,洪流,周科平,等. 不同加卸载方式下饱和岩石力学特

- [6] Yi C P, Johansson D, Greberg J. Effects of in-situ stresses on the fracturing of rock by blasting[J]. Computers and Geotechnics, 2017, 104:321-330.
- [7] Jayasinghe L B, Shang J L, Zhao Z Y, et al. Numerical investigation into the blasting-induced damage characteristics of rocks considering the role of in-situ stresses and discontinuity persistence[J]. Computers and Geotechnics, 2019,116(C):103207.
- [8] LI X B, TAO M, WU C Q, et al. Spalling strength of rock under different static pre-confining pressures[J]. International Journal of Impact Engineering, 2017,99:69-74.
- [9] ZHANG P F, YAN G L, PENG J Y, et al. Experimental study on crack formation in sandstone during crater blasting under high geological stress[J]. Bulletin of Engineering Geology and the Environment: The official journal of the IAEG, 2020,79(2):1323-1332.
- [10] 陈辉. 深井高地应力环境下岩石爆破破岩机理与工程应用[D]. 长沙:中南大学资源与安全工程学院, 2022.
- [11] 赵铮,陶钢,杜长星. 爆轰产物 JWL 状态方程应用研究[J]. 高压物理学报, 2009,23(4):277-283.
- [12] XIE L X, LU W B, ZHANG Q H, et al. Analysis of damage mechanisms and optimization of cut blasting design under high in-situ stresses[J]. Tunnelling and Underground Space Technology incorporating Trenchless Technology Research, 2017,66:19-33.
- [13] 矿冶科技集团有限公司. 谦比希铜矿东南矿体深部地应力规律测试及分析研究报告[R]. 2019.

引用本文: 温晨,乔秋秋,邱贤阳,等. 深井扇形组合孔短延时爆破裂纹扩展模拟研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(1):26-31.

征的试验研究[J]. 矿冶工程, 2021,41(2):15-19.

- [7] 李涛涛,左宇军,孙文吉斌,等. 不同倾角内蕴裂纹页岩力学特性及破坏过程研究[J]. 矿冶工程, 2021,41(5):27-31.
- [8] 大久保诚介,汤杨,许江,等. 3D-DIC 系统在岩石力学试验中的应用[J]. 岩土力学, 2019,40(8):3263-3273.
- [9] 彭守建,冉晓梦,许江,等. 基于 3D-DIC 技术的砂岩变形局部化荷载速率效应试验研究[J]. 岩土力学, 2020,41(11):3591-3603.
- [10] Aliabadian Z, Zhao G F, Russell A R. Crack development in transversely isotropic sandstone discs subjected to Brazilian tests observed using digital image correlation[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2019,119(7):211-221.
- [11] Sharafifisafa M, SHEN Lu-ming, XU Qing-feng. Characterization of mechanical behaviour of 3D printed rock-like material with digital image correlation[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2018,112(12):122-138.
- [12] 杨仕教,曾晟,王和龙. 加载速率对石灰岩力学效应的试验研究[J]. 岩土工程学报, 2005,27(7):786-788.

引用本文: 张春阳,张宇超,李小双. 基于 3D-DIC 系统的白砂岩单轴压缩应变率效应的力学性能试验研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(1):21-25.