

孔间短延时起爆爆生裂纹扩展行为研究

徐培良¹, 侯克鹏²

1. 云南锡业股份有限公司大屯锡矿, 云南 个旧 661000;
2. 昆明理工大学 国土资源工程学院, 云南 昆明 650093

中图分类号: TD235.1 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2024)04-0001-08
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2024.04.001

摘要 为掌握逐孔起爆孔间延期时间对爆破破岩效果的影响规律, 采用数值模拟手段, 以某矿山灰岩为例, 建立了双孔爆破数值模型, 并标定了灰岩 RHT 本构模型的 34 个参数。模拟结果表明: 逐孔起爆时, 应力增强现象随着延期时间的增大而增大, 但当 Δt 由 0 增大到 80 μs 时, 孔间叠加产生的应力增强可以忽略不计; 先爆孔的裂纹扩展面积随着延期时间的增加而增大, 后爆孔的裂纹扩展面积随着延期时间的减小而减小, 孔间裂纹扩展的宽度随着延期时间的增加而增大。研究成果为数码雷管精确延时性能的推广应用提供了设计依据。

关键词 灰岩; RHT 本构; 孔间延时起爆; 应力叠加; 裂纹扩展

引言

爆破工程实践表明, 合理的延期时间是提高爆破效果、减小爆破振动的关键, 近年来, 基于数码电子雷管的精确延时性能, 逐孔起爆的方式逐渐进入人们的视野^[1-3]。学者们针对爆破延时的选择进行了大量研究。

理论研究方面, Cunningham 和 Eloranta 等^[4-5]提出通过增加延迟时间, 可以实现更精细、更均匀的爆破碎石分布, 从而提高预裂爆破效果、减小爆破岩体振动强度。吴钦正等^[6]结合经验公式, 使用二分法设计延期时间的两因素三水平方案, 以最大起爆孔数、质点峰值振动速度和空气冲击压力等参数为指标, 选择最优延期时间; Shaib 等^[7]使用 10 个监测爆炸数据来研究各种设计参数之间的双变量相关性, 并得出估计逐孔起爆延时范围的函数。刘翔宇等^[8]利用 LS-DYNA 探究围岩损伤与延期时间关系发现, 针对砂岩而言, 当孔间延时 0~3 ms 范围内, 损伤范围随着延时的增大而减小, 当孔间延时继续增大至 3~5 ms 时, 损伤范围趋于稳定值, 此时孔间延时对爆破损伤影响已不显著。李清等人^[9]提出了一种多因素相关的孔间延期时间优选计算方法, 并表明采用高精度电子雷管进行精确控制爆破时, 延期时间应大于新自由面形成所需要的时间。李顺波等^[10]基于弹性本波理论给出了合理的毫

秒延时间隔时间计算公式。Ding 等^[11]采用动力有限元软件 ANSYS/LS-DYNA 建立引水隧洞周边孔简化的双孔爆炸破岩模型, 得出相同光爆层厚度下, 随着周边孔间距的增大, 双孔爆破后岩体叠加应力峰值降低。现场实验方面, 兰小平^[12]为探究微差延时的临界值的变化规律, 在大理岩矿山进行了爆破实验, 得出爆破效果与岩石性质、结构和炸药性能等有关。高腾飞等^[13]在昆明市某深基坑开展爆破开挖工程中进行爆破实验, 各方面综合来看, 35 ms 延期方案效果是最佳的。韩增增^[14]在曼家寨露天采场进行了逐孔起爆现场实验, 得到了炸药单耗、孔间延时和孔间距等爆破参数。

综上, 现有研究大多围绕延期时间对爆破振动和现场爆破效果展开, 有关爆破延期时间对裂纹扩展的影响机理研究则较少。本文以北衙金矿露天台阶爆破为背景, 结合灰岩 RHT 本构模型开展了多组短延时双孔爆破数值模拟实验, 为微差爆破延时起爆时间选择提供理论依据。

1 灰岩 RHT 本构参数确定

1.1 灰岩的静力学实验

从矿山采坑处取代表性岩样灰岩作为研究对象, 将取回的灰岩进行处理后, 分别制得 $\Phi 50 \text{ mm} \times 100 \text{ mm}$ 和 $\Phi 50 \text{ mm} \times 50 \text{ mm}$ 的标准岩石圆柱形试件, 如图 1 所示。

收稿日期: 2024-05-24

基金项目: 国家自然科学基金项目(52064025); 云锡公司新技术引进专项(YTDK2023010)

作者简介: 徐培良(1985—), 男, 云南双柏人, 采矿高级工程师, 在读工程博士, 主要从事采矿技术和矿山安全管理工作, E-mail: 450026561@qq.com。

通信作者: 侯克鹏(1966—), 男, 博士, 教授, 博士生导师, 研究方向为岩石力学、边坡工程等, E-mail: 496172617@qq.com。



图1 试样加工与成品

Fig. 1 Rock processing and finished products

对灰岩试件进行单轴压缩实验、巴西劈裂实验以及波速测试等静力学实验后,可获得岩石的静力学参数如表1所示,由于篇幅有限,静力学实验过程未在本文中展示。

表1 灰岩静力学参数

Table 1 Limestone statics parameters

岩性	密度 (g·cm ⁻³)	单轴抗压 强度/MPa	抗拉 强度/MPa	剪切模量 /GPa	泊松比	纵波波速 (m·s ⁻¹)
灰岩	2.68	59.89	3.34	16.21	0.3	3 698

1.2 灰岩 RHT 模型参数

1.2.1 应变率的测定

应变速率对岩石强度有显著影响。在该模型中,强度与应变速率的关系由式(1)给出^[14]:

$$F_r(\dot{\epsilon}) = \begin{cases} (\dot{\epsilon}_p/\dot{\epsilon}_0^c)^{\beta_c} & P \geq f_c/3 \\ \frac{P+f_i/3}{f_c/3+f_i/3}(\dot{\epsilon}_p/\dot{\epsilon}_0^c)^{\beta_c} - \frac{P-f_c/3}{f_c/3+f_i/3}(\dot{\epsilon}_p/\dot{\epsilon}_0^c)^{\beta_i} & -f_i/3 < P < f_c/3 \\ (\dot{\epsilon}_p/\dot{\epsilon}_0^c)^{\beta_c} & P \leq -f_i/3 \end{cases} \quad (1)$$

式中: β_c 和 $\dot{\epsilon}_0^c$ 分别表示压缩应变率指数和压缩参考应变率, β_i 和 $\dot{\epsilon}_0^i$ 分别表示拉伸应变率指数和拉伸参考应变率, 其中 $\dot{\epsilon}_0^c = 3 \times 10^{-5}/s$, $\dot{\epsilon}_0^i = 3 \times 10^{-6}/s$; $\beta_c = \frac{4}{20+3f_i}$, $\beta_i = \frac{2}{20+f_i}$; P 为材料所受压力; $\dot{\epsilon}_p$ 为等效塑性应变, 此处参考文献 [15] 取值。

1.2.2 失效面参数的测定

当 $3P^* \geq F_r$ 时, 可根据模型的破坏面曲线得到参数失效面参数 A 和失效面指数 N :

$$\sigma_f^*(P_0^*, F_r) = A(P_0^* - F_r/3 + (A/F_r)^{-1/N})^N 3P_0^* \geq F_r \quad (2)$$

式中: $\sigma_f^*(P^*, F_r)$ 是相对于抗压强度的归一化强度, 当材料处于准静态加载条件时, $F_r=1$, 进而得出破坏面表达式为:

$$\sigma_f^* = A(P_0^* - 1/3 + (A)^{-1/N})^N \quad (3)$$

$$P_0^* = (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)/3f_c \quad (4)$$

$$\sigma_f^* = \sigma_f/f_c = \sigma_1 - \sigma_3/f_c \quad (5)$$

$$\sigma_1' = \sigma_3' + f_c \left(m_i \frac{\sigma_3'}{f_c} + s \right)^{\frac{1}{2}} \quad (6)$$

式中: P_0^* 为归一化压力; σ_f^* 为归一化强度。

为得到归一化压力与强度的取值, 采用 Hoek 和 Brown 的经验公式^[16] 获得不同围压梯度下的岩石抗压强度取值, 具体取值见表2。

表2 不同围压下岩石力学参数

Table 2 Rock mechanics parameters under different confining pressures

σ_3	σ_1	P_0^*	σ_f^*
0.00	59.89	0.33	1.00
20.00	199.82	1.33	3.00
40.00	287.15	2.04	4.13
60.00	359.71	2.67	5.00
80.00	424.35	3.25	5.75

完整岩石的常数 $m_i=58.89$, $s=0.9$, 将所得数据代入式(5)、式(6)中即可获得5组不同围压梯度下的 P_0^* 及 σ_f^* 。

通过表2中5组不同围压梯度下的数据, 利用 Origin 软件进行拟合, 如图2所示, 根据拟合结果得出失效面参数 $A=2.55713$ 、失效面指数 $N=0.70136$ 。

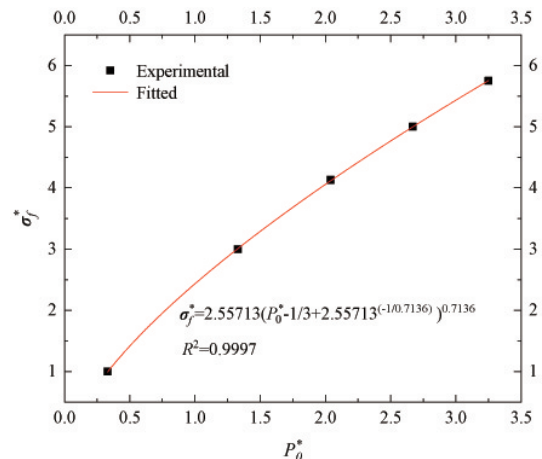


图2 失效面参数拟合

Fig. 2 Fitting diagram of failure surface parameters

1.2.3 损伤参数的确定

RHT 模型中损伤演化相关参数依据损伤 D 定义为塑性应变 ε_p 的累积^[7]:

$$D = \sum \frac{d\varepsilon_p}{\varepsilon_p^f} \tag{7}$$

式中: ε_p^f 为破坏时的塑性应变。

当应力状态达到破坏面上材料的极限强度时, 损伤会在非弹性变形或塑性应变过程中逐渐累积, 破坏时塑性应变 ε_p^f 定义为:

$$\varepsilon_p^f = \begin{cases} D_1[P_0^* - (1 - D)P_t^*]^{D_2} & P_0^* \geq (1 - D)P_t^* + (\varepsilon_p^m/D_1)^{1/D_2} \\ \varepsilon_p^m & P_0^* < (1 - D)P_t^* + (\varepsilon_p^m/D_1)^{1/D_2} \end{cases} \tag{8}$$

式中: 最小失效应变 ε_p^m 取 0.01; 初始损伤参数 D_1 取 0.04; 损伤参数 D_2 取 1.0。

1.2.4 岩体 p - α 压实状态方程参数的确定

在 RHT 模型中, 岩体的 p - α 压实状态方程为^[18]:

$$P_R = \frac{1}{\alpha_0} ((B_0 + B_1\mu)\alpha_0\rho_0e + A_1\mu + A_2\mu^2 + A_3\mu^3) \tag{9}$$

式中: P_R 为状态方程压强, α_0 为初始孔隙率, B_0 和 B_1 为材料常数, $B_0=B_1=0.9$, e 为单位质量内能, μ 为体积应变, A_1 、 A_2 、 A_3 为多项式系数, 由以下公式确定。

$$A_1 = \rho_0c_0^2 = T_1 \tag{10}$$

$$A_2 = \rho_0c_0^2(2s - 1) \tag{11}$$

$$A_3 = \rho_0c_0^2(3s^2 - 4s + 1) \tag{12}$$

式中: c_0 为环境压强和温度下的声速, T_1 为材料常数, s 为材料的经验常数, 取 0.9。 T_1 、 A_1 、 A_2 、 A_3 分别为 36.65 GPa、36.65 GPa、32.98 GPa、3.39 GPa。

1.2.5 参数调整与优化

对数值结果敏感的参数包括屈服面参数 g_c^* 和 g_t^* 、残余面参数 A_f 和 N_f 以及相对抗剪强度 f_s^* , 它们将根据特定的测试结果进行调整和优化, 优化后的参数见表 3。

表 3 灰岩 RHT 参数
Table 3 RHT parameters of limestone

参数名称	参数值	参数名称	参数值
初始密度 $\rho_0/(\text{g}\cdot\text{cm}^{-3})$	2.68	压缩屈服面参数 g_t^*	0.7
单轴抗压强度 f_t/MPa	59.89	剪切模量缩减系数 XI	0.55
抗压强度比 f_t^*	0.055 769	失效面参数 A	2.557 13
剪压强度比 f_s^*	0.18	失效面指数 N	0.701 36
剪切模量 G/GPa	0.16	拉压子午比参数 Q_0	0.68
初始孔隙度 ρ_0	1.0	罗德角相关系数 B	0.05
孔隙开始压碎时压力 p_{el}/MPa	39.93	压缩应变率指数 β_c	0.02
孔隙完全压碎时压力 p_{comp}/MPa	0.06	拉伸应变率指数 β_t	0.025
孔隙度指数 n_p	3	参考压缩应变率 $\dot{\varepsilon}_0^c/\text{s}^{-1}$	3.00E-05
Hugoniot 多项式参数 A_1/GPa	36.65	参考拉伸应变率 $\dot{\varepsilon}_0^t/\text{s}^{-1}$	3.00E-06
Hugoniot 多项式参数 A_2/GPa	32.98	失效压缩应变率 $\dot{\varepsilon}^c/\text{s}^{-1}$	3.00E+25
Hugoniot 多项式参数 A_3/GPa	3.39	失效拉伸应变率 $\dot{\varepsilon}^t/\text{s}^{-1}$	3.00E+25
状态方程参数 B_0	0.9	损伤参数 D_1	0.04
状态方程参数 B_1	0.9	损伤指数 D_2	1
状态方程参数 T_1/GPa	36.65	最小失效应变 ε_p^m	0.01
状态方程参数 T_2	0	残余应力强度参数 A_f	0.25
压缩屈服面参数 g_c^*	0.8	残余应力强度指数 N_f	0.62

2 双孔爆破数值模拟

2.1 模型及参数

采用 ANSYS/LS-DYNA 有限元程序进行二维建模, 图 3 为模型的示意图。炮孔直径为 115 mm, 药卷直径为 32 mm, 炮孔间距为 103.5 cm。采用流固耦合

算法。模型添加了无反射边界来模拟无限平面以消除边界处反射波的干扰, 炸药参数见表 4, 选择 MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN 模型, 通过状态方程 EOS_JWL 描述爆生产物的体积、压力及能量变化特性。空气采用 MAT_NULL 模型, 状态方程为 EOS_LINEAR_POLYNOMIAL。模型均采用 SOLID164 单元, 单位制为 cm-g- μs 。

表 4 中, ρ 为炸药密度; D 为炸药爆速; E_0 为炸药

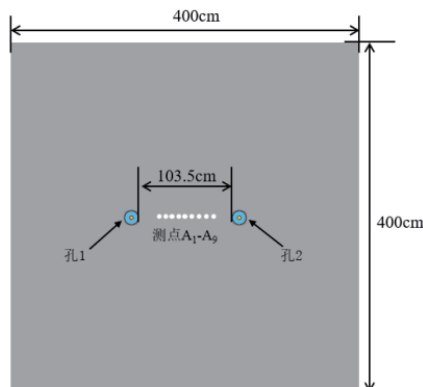


图3 模型示意图
Fig. 3 Model diagram

初始化内能; A 、 B 、 R_1 、 R_2 、 ω 为材料量纲常数。为了探讨双孔爆破中延期时间的规律, 本文以主应力波在

表4 炸药材料及状态方程参数

Table 4 Explosive materials and state equation parameters

$\rho/(\text{g}\cdot\text{cm}^{-3})$	$D/(\text{m}\cdot\text{s}^{-1})$	A/GPa	B/GPa	R_1	R_2	ω
1.3	4 500	214.4	0.182	4.2	0.9	0.15

两孔孔间叠加或以孔1残余应力波与孔2主应力波叠加为条件建立两组模拟方案。在第一组方案中, 延迟时间设置为 0、20、40、60 和 80 μs 。第二组方案中, 延迟时间设置为 100、150、200、250 和 300 μs 。

2.2 应力波传播规律

图4为两组延期时间下双孔爆破应力云图, 计算时间为 1 000 μs , 由于篇幅有限且双孔爆破的应力传播类似, 在此仅讨论延期时间间隔为 40 μs 与 200 μs 时双孔爆破中的应力演化。

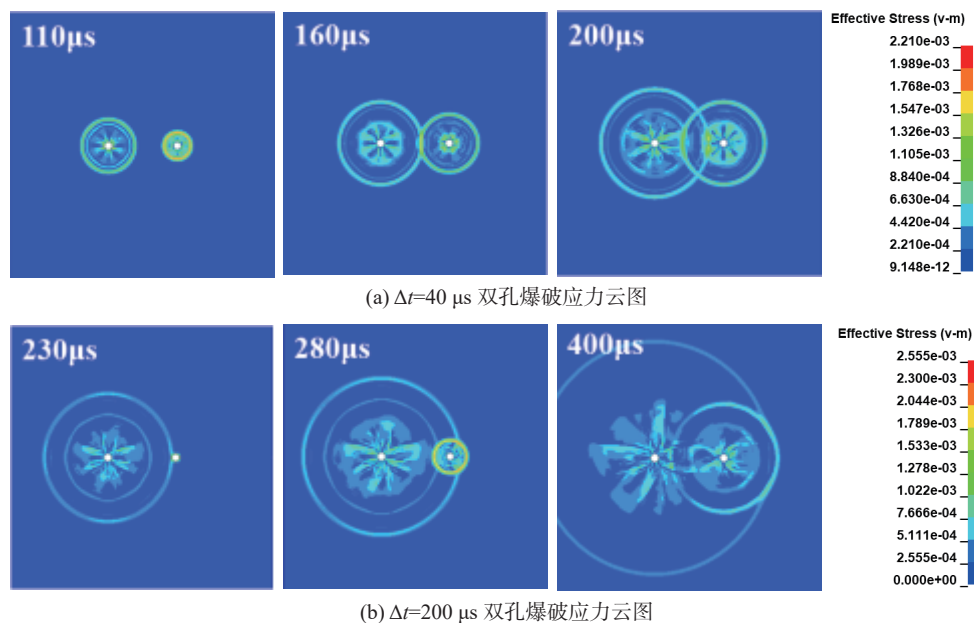


图4 两组延期时间下双孔爆破应力云图

Fig. 4 Stress cloud diagram of pre-splitting blasting under two groups of delay time

从图4(a)中观察到, 当 $t=110 \mu\text{s}$ 时, 炸药完成爆炸, 应力波阵面以炮孔为中心向外扩散, 可以发现, 由于延期时间的设置, 两个爆破产生的应力波阵面大小不一。当 $t=160 \mu\text{s}$ 时, 两孔的主应力波发生碰撞, 并导致应力波的叠加。当应力波叠加时, 会产生更高的爆炸应力, 这被称为应力增强^[14]。随着延期时间的逐渐增大, 出现应力增强的具体时间点各不相同, 具体为 120 μs 、150 μs 、160 μs 、170 μs 和 180 μs 。随后, 应力波继续扩散直至消散。

图4(b)展示了在第二组延期时间下的双孔爆破应力分布图。当 $t=230 \mu\text{s}$ 时, 孔2的炸药已经完成爆炸, 与此同时, 孔1的应力波也已经抵达了孔2的附近区域。当 $t=280 \mu\text{s}$ 时, 孔2的主应力波从炮孔中心向外扩散, 并与孔1产生的残余应力波阵面进行叠加,

但这并未产生应力增强。随后, 应力波持续传播, 直到完全消散。

如图3所示, 在孔1与孔2的连线处选取9个特征单元作为测点, 分别标记为 $A_1 \sim A_9$, 分别选取不同延期时间下每个特征单元的应力峰值, 如图5所示。图5(a)可以看出, 两孔主应力波相互作用会在应力叠加区产生较高的局部最大值, 即为应力增强。当 $\Delta t=0 \mu\text{s}$, 也就是双孔齐发起爆的情况下, 应力增强可达到 206 MPa。当 $\Delta t \neq 0 \mu\text{s}$, 也就是逐孔起爆的情况下, 应力增强随着延期时间的增大而增大, 分别为 150 MPa、178 MPa、181 MPa。但当 Δt 增大到 80 μs 时, 两孔间并未产生应力增强, 这是由于应力波叠加的位置与孔2的位置太过接近, 当孔2炸药发生爆炸时, 在此位置产生的应力远大于孔1传播过来的应力, 二者叠加产

生的应力增强可以忽略不计,没有很大的影响。随着延期时间的增大,应力增强点逐渐向孔2移动。

当延期时间过长时,如图5(b),由于爆炸过后,应力波会迅速衰减,当孔1的残余应力波与孔2的主应

力波叠加时,虽然不会产生应力增强,但可以明显地看出,此时的孔间应力普遍大于第一组延期时间下的应力叠加。说明延期时间的增长有益于两孔间的应力叠加,使两孔间的有效应力迅速达到岩石的单轴抗压强度,产生裂纹。

2.3 爆破损伤结果分析

图6为第一组延期时间下双孔爆破的损伤演化图;图7为第二组延期时间下双孔爆破的损伤演化图。由于篇幅有限,仅在两组方案中各选择一种延期时间作为讨论。

如图6所示,当 $t=130\mu\text{s}$ 时,炸药完成爆炸,两炮孔周围开始出现粉碎区,裂纹开始随机地径向萌生。当 $t=360\mu\text{s}$ 时,由于主应力波的叠加,两孔连线处开始出现损伤,随着延期时间的增加,两孔连线处产生损伤的位置更靠近孔2。随后,两孔周围的裂纹向两孔连线处发展,最终在两孔连线中心处汇合。

当延期时间较长时,如图7所示,孔1首先开始随机地产生裂纹,由于空孔效应,一部分裂纹也会朝着孔2的方向发展,且在孔2左侧产生应力集中,导致孔2左侧出现损伤。当 $t=450\mu\text{s}$ 时,孔2炸药完成爆炸,裂纹率先朝着左侧损伤处发展,随后,在应力的叠加的趋势下,裂纹向两孔连线处发展。

如图8所示,选几组不同延期时间下的裂纹扩展损伤结果图作二值化处理。将二值化后的图像放到CAD中测量,可以发现,齐发起爆时,孔1与孔2的损伤范围基本相同,且与逐孔起爆相比,裂纹扩展宽度最小。在逐孔起爆中,随着延期时间的增大,孔1的裂纹扩展半径与裂纹扩展宽度在逐渐增大,而孔2的裂纹扩展半径在减小。当孔1先爆时,由于没有孔2

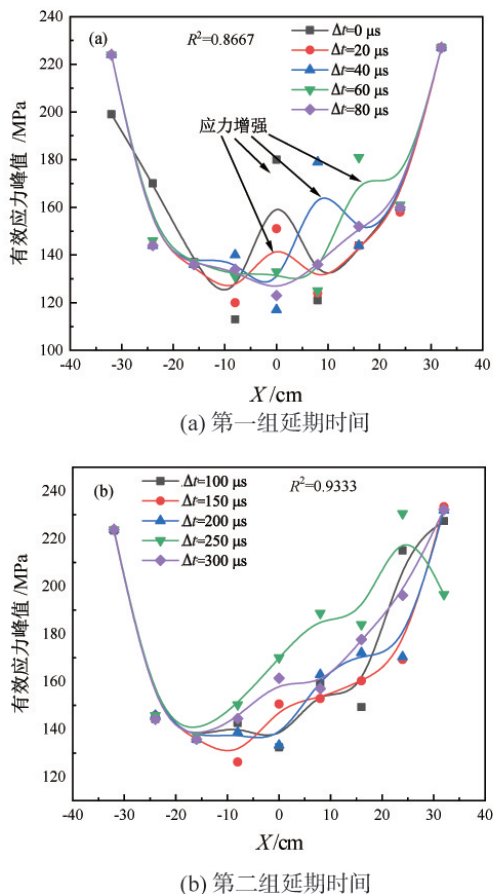


图5 不同延期时间下测点应力峰值

Fig. 5 Peak stress of measuring points under different delay time

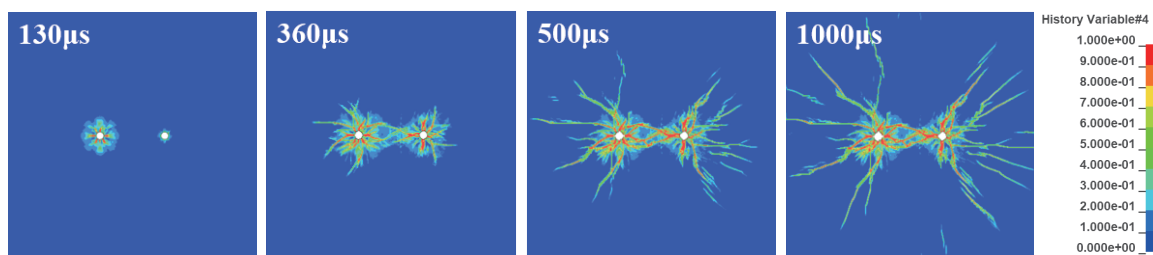


图6 $\Delta t=60\mu\text{s}$ 时双孔爆破损伤云图

Fig. 6 Damage cloud diagram of double-hole blasting as $\Delta t = 60\mu\text{s}$

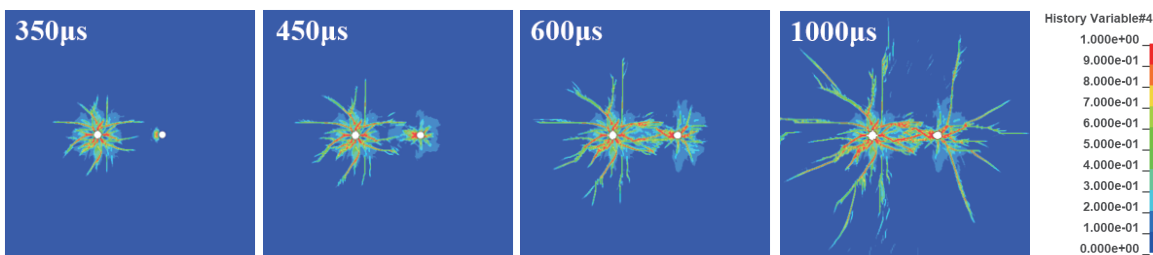


图7 $\Delta t=300\mu\text{s}$ 时双孔爆破损伤云图

Fig. 7 Damage cloud diagram of double-hole blasting as $\Delta t = 300\mu\text{s}$

应力波的影响,大部分裂纹会随机扩展,在孔 2 起爆时,这些裂纹的扩展方向已经固定,裂纹持续扩展,导致孔 1 的裂纹扩展面积大于孔 2 的扩展面积。当孔 2 爆炸后,产生的主应力波与孔 1 残余应力波相互作用,

使孔 1 朝向孔 2 处的裂纹开始向着两孔连线处发展,随着延期时间的增长,两孔应力波相互影响的时间变长导致孔 1 裂纹转向的时间变长,最终导致预裂缝的宽度变宽。

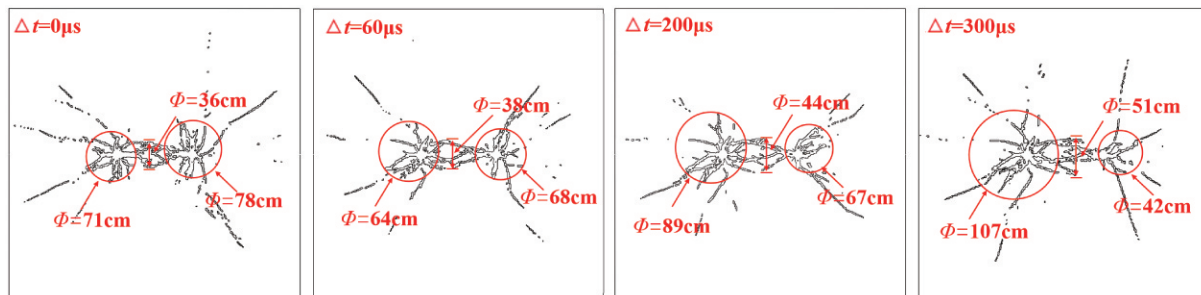


图 8 不同延期时间下二值化损伤结果

Fig. 8 Binary damage results under different delay time

3 结论

(1)当双孔主应力波相叠加时,会产生应力增强,且随着延期时间的增加,应力增强点向着后爆孔移动;当先爆孔残余应力波与后爆孔主应力波相叠加时,孔间有效应力峰值普遍大于前者。

(2)当双孔主应力波叠加时,应力增强导致两孔连线处率先出现损伤,诱导两孔裂纹向此处发展,当先爆孔残余应力波与后爆孔主应力波相叠加时,由于空孔效应,会在后爆孔孔壁率先出现损伤,诱导后爆孔裂纹向此处发展。

(3)先爆孔的裂纹扩展面积随着延期时间的增加而增大,后爆孔的裂纹扩展面积随着延期时间的减小而减小,孔间裂纹扩展的宽度随着延期时间的增加而增大。

参考文献:

- [1] LI P, LU W, WU X, et al. Spectral prediction and control of blast vibrations during the excavation of high dam abutment slopes with millisecond-delay blasting[J]. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 2017, 94: 116-124.
- [2] YANG J, LU W, JIANG Q. et al. Frequency comparison of blast-induced vibration per delay for the full face millisecond delay blasting in underground opening excavation[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2016, 51: 189-201.
- [3] 杨立云,董鹏翔,王启睿,等.爆生气体驱动双共线 I 型裂纹的扩展行为[J]. *矿业科学学报*, 2023, 8(4): 538-547.
- YANG L Y, DONG P X, WANG Q R, et al. Propagation behavior of two collinear mode I cracks driven by explosive gas [J]. *Journal of Mining Science and Technology*, 2023, 8(4): 538-547.
- [4] CUNNINGHAM, C. V. B. The Kuz-Ram fragmentation model - 20 years on[C]//R Holmberg. Brighton conference proceedings. St. Julians: EFEE, 2005: 202-210.

- [5] ELORANTA J, PALANGIO T, PALANGIO T C, et al. Size matters on the Mesabi Range[C]//Proceedings of the 3rd Annual Conference of ISEE on Explosives and Blasting Technique. Nashville: TN, 2007: 387-398.
- [6] 吴钦正,李润然,李桂林,等.基于 JKSimBlast 软件的露天矿爆破毫秒延期时间优化[J]. *黄金科学技术*, 2021, 29(6): 854-862.
- WU Q Z, LI R F, LI G L, et al. Optimization of millisecond delay time of open-pit mine blasting based on JKSimBlast software[J]. *Gold Science and Technology*, 2021, 29(6): 854-862.
- [7] SHAIB ABDULAZEEZ SHEHU, KUDIRAT OZIOHU YUSUF, M H M HASHIM. Comparative study of WipFrag image analysis and Kuz-Ram empirical model in granite aggregate quarry and their application for blast fragmentation rating[J]. *Geomechanics and Geoengineering* 2022,17(1): 197-205.
- [8] 刘翔宇,龚敏,杨仁树,等.隧道周边孔毫秒延时爆破围岩损伤数值分析研究[J]. *振动与冲击*, 2023, 42(24): 9-15.
- LIU X Y, GONG M, YANG R S, et al. Numerical analysis of surrounding rock damage caused by millisecond delay blasting in tunnel surrounding holes[J]. *Vibration and impact*, 2023, 42 (24): 9-15.
- [9] 李清,于强,张迪,等.地铁隧道精确控制爆破延期时间优选及应用[J]. *振动与冲击*, 2018, 37(13): 135-140+170.
- LI Q, YU Q, ZHANG D, et al. Optimization and application of precise control blasting delay time for subway tunnels[J]. *Vibration and Impact*, 2018, 37 (13): 135-140 + 170.
- [10] 李顺波,杨军,李长军.基于精确延时的基坑开挖爆破振动控制研究[J]. *爆破器材*, 2015, 44(6): 9-14.
- LI S B, YANG J, LI C J. Study on blasting vibration control of foundation pit excavation based on accurate delay[J]. *Blasting Equipment*, 2015, 44(6): 9-14.
- [11] DING J, CAO H, JIANG N, et al. Numerical optimization and field test of smooth blasting parameters for diversion tunnel[J]. *Safety and Environmental Engineering*, 2023, 30(5): 46-53.
- [12] 兰小平.数码电子雷管逐孔起爆网路延时时间应用探讨[J]. *工程爆破*, 2019, 25(2): 57-66.

- LAN X P. Application of delay time of digital electronic detonator hole-by-hole initiation network[J]. [Engineering Blasting](#), 2019, 25(2): 57–66.
- [13] 高腾飞, 张智宇, 王鑫尧, 等. 城镇浅孔爆破逐孔起爆合理延时的研究[J]. 爆破, 2016, 33(1): 78–83.
- GAO T F, ZHANG Z Y, WANG X Y, et al. Study on reasonable delay of hole-by-hole blasting in urban shallow hole blasting[J]. [Blasting](#), 2016, 33(1): 78–83.
- [14] 李祥龙, 张其虎, 王建国, 等. 地下爆破精确延时逐孔起爆减振试验研究[J]. 黄金科学技术, 2021, 29(3): 401–410.
- LI X L, ZHANG Q H, WANG J G, et al. Experimental study on vibration reduction by precise delay hole-by-hole initiation of underground blasting[J]. [Golden Science and Technology](#), 2021, 29(3): 401–410.
- [15] 王宇涛. 基于 RHT 本构的岩体爆破破碎模型研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2015.
- WANG Y T. Study on rock mass blasting fragmentation model based on RHT constitutive[D]. Beijing: China University of Mining and Technology (Beijing), 2015.
- [16] WANG H C, WANG Z L, WANG J G, et al. Effect of confining pressure on damage accumulation of rock under repeated blast loading[J]. [International Journal of Impact Engineering](#), 2021, 156: 103961.
- [17] RIEDEL W, KAWAI N, KONDO K I. Numerical assessment for impact strength measurements in concrete materials[J]. [International Journal of Impact Engineering](#), 2009, 36(2): 283–293.
- [18] M. M. DEHGHAN BANADAKI, B. Mohanty. Numerical simulation of stress wave induced fractures in rock[J]. [International Journal of Impact Engineering](#), 2012, 40/41: 16–25.

Detonation Crack Propagation Behavior of Short Delay Blasting Between Holes

XU Peiliang¹, HOU Kepeng²

1. Datun Tin Mine, Yunnan Tin Industry Co., Ltd., Gejiu 661000, Yunnan, China;

2. Faculty of Land Resources Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, Yunnan, China

Abstract: In order to understand the influence of the delay time between holes on the rock breaking effect of different rocks, a numerical model of double-hole blasting was established by means of numerical simulation using limestone from a mine as an example, and 34 parameters of the RHT constitutive model of limestone were calibrated. The simulation results showed that the stress enhancement phenomenon increased with the increase of delay time, but when Δt increased to 80 μs , the stress enhancement caused by the superposition between holes can be ignored. The crack propagation area of the pre-blasting hole increased with the increase of the delay time, the crack propagation area of the post-blasting hole decreased with the decrease of the delay time, and the width of the crack propagation between the holes increased with the increase of the delay time. The research results provide a design basis for the popularization and application of the precise delay performance of digital detonators.

Keywords: limestone; RHT constitutive model; inter hole delay blasting; stress superposition; crack propagation

引用格式: 徐培良, 侯克鹏. 孔间短延时起爆爆生裂纹扩展行为研究[J]. 矿产保护与利用, 2024, 44(4): 1-8.

XU Peiliang, HOU Kepeng. Detonation crack propagation behavior of short delay blasting between holes[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2024, 44(4): 1-8.

投稿网址: <http://kcbhyly.xml-journal.net>

E-mail: kcbh@chinajournal.net.cn



作者简介:

徐培良, 男, 1985 年 3 月生, 云南双柏人, 高级工程师。昆明理工大学 2005 级采矿工程本科、2013 级矿业工程专业工程硕士, 2021 级资源与环境专业工程博士。2009 年 7 月到云锡工作, 现任云锡大屯锡矿党委书记、经理。先后参与或主持完成各类科研项目 40 余项, 参与云锡个旧区域矿山有轨与无轨相结合的生产工艺变革工作, 完成进路式分层充填采矿技术引进应用、主持完成高峰山井下混凝土充填制备站建设、建成国内首个井下长距离管道输送尾砂膏体充填系统, 是云锡个旧东区矿山技术进步和工艺变革的亲历者、见证者。