

文章编号: 1006-7051(2022)06-0015-10

# 基于 CDEM 的岩石基坑爆破效果的数值模拟

任慧敏<sup>1,2</sup>, 冯春<sup>3</sup>, 唐昊天<sup>4</sup>, 张大帅<sup>1,2</sup>, 王彪<sup>4</sup>, 赵红华<sup>1,2</sup>

(1.工业装备与结构分析国家重点实验室, 辽宁 大连 116024; 2.大连理工大学工程力学系, 辽宁 大连 116024; 3.中国科学院力学研究所流固耦合系统力学重点实验室, 北京 100190; 4.中铁八局集团有限公司城市轨道交通分公司, 成都 610000)

**摘要:** 为探讨延时时间及炮孔间距对岩石基坑爆破破碎效果的影响规律, 依托大连地铁五号线虎滩公园站, 建立岩体二维数值计算模型, 通过连续-非连续数值模拟方法(CDEM)中的JWL爆炸模型及断裂能模型, 对岩石基坑开展了爆破过程的数值模拟, 并通过应力、振动速度、平均破碎尺寸、极限破碎尺寸、大块率及系统破裂度等指标进行综合分析。结果显示: 模型监测点处以拉应力破坏为主导, 延时 35 ms 时应力波叠加效果较好, 引起的模型监测点峰值振幅较小; 随着延时的增大, 岩石爆破效果逐渐变差, 而当延时为 25 ms 时, 较短的延时不利于应力波的传播和衰减导致爆破效果不佳。监测点处 y 方向峰值振动速度随着炮孔间距 L 的增大逐渐减小, 岩石爆破效果逐渐改善, 而过大的炮孔间距会阻碍应力叠加。炮孔间距 6 m 时能够有效减少大块率, 爆破破碎效果最佳。改变炮孔间距相对于改变延时时间大块率降低了 3.2%, 系统破裂度提高了 3.8%, 因此, 改变炮孔间距优于改变延时时间的爆破效果。

**关键词:** 基坑爆破; CDEM; 合理延时; 炮孔间距; 数值模拟; 破碎尺寸; 大块率

中图分类号: TU45; TD235 文献标志码: A doi: 10.19931/j.EB.20210270

## Numerical simulation of blasting effect of rock foundation pit based on CDEM

REN Hui-min<sup>1,2</sup>, FENG Chun<sup>3</sup>, TANG Hao-tian<sup>4</sup>, ZHANG Da-shuai<sup>1,2</sup>, WANG Biao<sup>4</sup>, ZHAO Hong-hua<sup>1,2</sup>

(1.State Key Laboratory of Structural Analysis for Industrial Equipment, Dalian 116024, Liaoning, China; 2.Department of Engineering Mechanics, Dalian University of Technology, Dalian 116024, Liaoning, China; 3.Key Laboratory for Mechanics in Fluid Solid Coupling Systems, Institute of Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Beijing 100190, China; 4.The Urban Rail Transport Branch of China Railway Engineering Bureau 8, Chengdu 610000, China)

**Abstract:** In order to explore the influence of delay time and blast hole spacing on the blasting crushing effect of rock foundation pit, a two-dimensional numerical calculation model of rock mass is established based on Hutun Park Station of Dalian Metro Line 5. By using JWL explosion model and fracture energy model of the Continuous-Discontinuous Element Method (CDEM), the numerical simulation of blasting process of rock foundation pit was carried out, and the comprehensive analysis is carried out through the several indexes such as the stress, vibration velocity, average fragmentation sizes, limit fragmentation sizes, percentage of massive blocks, system fragmentation degree. The results show that the monitoring points of the model are dominated by tensile stress failure, and the stress wave superposition effect is better when the delay time is 35 ms, and the peak velocity of the model points is smaller. With the increase of time delay, the blasting effect of rock gradually becomes worse. When the time delay is 25 ms, the shorter time delay is not conducive to

收稿日期: 2021-10-25

作者简介: 任慧敏(1996-), 女, 在读硕士, 从事岩石爆破方面的研究。E-mail: hmren42@163.com

通信作者: 赵红华(1977-), 女, 博士, 副教授, 从事岩土力学方面的研究。E-mail: zhaoh@dlut.edu.cn

<http://gcbp.cbpt.cnki.net>

December 2022 | Engineering Blasting | Vol.28, No.6

the propagation and attenuation of stress wave, resulting in poor blasting effect. The peak value of vibration velocity in  $y$  direction at the monitoring point decreases gradually with the increase of blast hole spacing, and the blasting effect of rock gradually improves, while the excessive spacing between holes will hinder stress superposition. When the hole spacing is 6 m, the percentage of massive blocks can be effectively reduced, and the blasting fragmentation effect is the best. Compared with changing the delay time, changing the blast hole spacing reduces the massive blocks rate by 3.2%, and the system fragmentation degree increases by 3.8%. Therefore, changing the blast hole spacing is better than changing the delay time.

**Key words:** foundation pit blasting; CDEM; reasonable delay; hole spacing; numerical simulation; fragmentation size; percentage of massive blocks

随着基坑开挖深度的不断增加,开挖面临的地质条件也更加恶劣,开挖到岩石层的基坑工程大多采用了延时爆破施工<sup>[1-4]</sup>。延时爆破又称为毫秒爆破,它在控制地震效应、扩大爆破规模、控制爆破块度和提高爆破效果方面,以及充分利用爆能、降低药耗等方面均起着重要作用。孔间毫秒延时间隔的长短是影响延时爆破效果的重要参数,国内外研究学者已经做过很多关于爆破效果相关的研究工作。杨仁树等<sup>[5]</sup>采用新型试验系统,用有机玻璃代替脆性岩石进行了延时爆破裂纹试验,验证了延时时间对爆生裂纹扩展有显著影响。Yan 等<sup>[6]</sup>根据连续介质力学原理和动力非线性有限元理论,推导了炸药和岩石的控制方程,采用罚函数法结合腐蚀算法,建立了相应的有限元方程,并利用 LS-DYNA 分析了海底硬岩在延时爆破下的动力响应和爆破动力学特性,结果显示,合理采用排间延时爆破,可使矿石得到彻底破坏,从而提高岩石爆破质量。Choudhary 等<sup>[7]</sup>利用粒径为 3~7 mm 的骨料或筛分钻屑和合理的行间延时时间,减少钻铤产生的巨砾,增加淤泥堆的松散度,从而提高爆破效率及其效果。Wang 等<sup>[8]</sup>基于哈里斯爆破数学模型和叠加法,提出了一种装药结构多平面检测优化算法(MDO),并通过大直径深孔爆破作业验证 MDO 算法能改善岩石破碎,提高炸药能量利用率。Yuan<sup>[9]</sup>等建立 1 个带有 2 个圆形孔的矩形颗粒组合体模型,以相邻两孔间距和延时爆破延迟时间为主要变量,分别考虑系数为 1.5 的不耦合装药,发现孤立粒子或约束弱化粒子的碰撞作用对裂隙网络的形成起着至关重要的作用。潘博等<sup>[10]</sup>对不同节理角度的试件进行

SHPB 试验,并结合核磁共振成像系统得到最利于岩石破碎的荷载与节理的成角范围。

从以上研究成果可以看出,目前针对岩石基坑爆破效果方面数值模拟研究的成果仍然不多。因此,本文依托大连地铁 5 号线虎滩公园站基坑爆破工程,利用连续非连续方法 CDEM 中的块体动力学软件(GDEM-BlockDyna),研究岩石基坑模型在延时间隔时间和炮孔间距 2 个变量下的爆破效果及规律,并通过应力、振动速度、平均破碎尺寸、极限破碎尺寸、大块率及系统破裂度等指标进行综合分析。

## 1 连续-非连续数值模拟方法及力学模型

### 1.1 方法概述

GDEM 力学分析软件,以连续-非连续数值模拟方法(CDEM)为基础,通过 GPU/CPU 的并行加速,可以分析材料在各类静、动荷载作用下的损伤破裂过程,实现工程尺度下材料的渐进破坏过程。CDEM 是一种网格粒子高度融合连续-非连续显式数值分析方法。该方法将连续介质数值方法与非连续介质数值方法进行深度融合,在能量层面实现了有限元、离散元及无网格算法的统一。该方法以 Lagrange 方程为理论基础,其表达式为

$$\frac{d}{dt}\left(\frac{\partial L}{\partial v_i}\right) + \left(\frac{\partial L}{\partial u_i}\right) = Q_i \quad (1)$$

式中:  $u_i$ ,  $v_i$  为广义坐标和广义速度;  $L$  为 Lagrange 函数,它是系统的能量;  $Q_i$  为广义力。

由于是在积分意义下讨论连续-非连续计算过

程,并没有考虑离散格式,所以无论是网格还是粒子(见图 1),只要在其上引入积分点,就可以开展相应的工作。这就是连续-非连续方法囊括了有限元、块体离散元、颗粒离散元以及无网格等众多网格粒子这一类统一方法的原因。

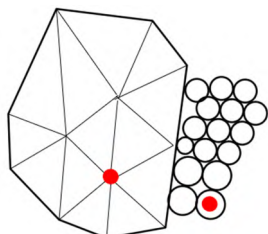


图 1 网格及粒子积分点

Fig.1 Grid and particle integral points

GDEM 块体动力学软件(GDEM-BlockDyna)是一款基于多核 CPU 并行的显式动力学高效数值仿真软件,利用 JavaScript 的各类函数进行求解流程的精确控制。该软件以 CDEM 为计算核心,利用块体表征材料的连续介质特性,利用块体间的界面表征材料的非连续介质特性,块体边界及内部产生断裂,完成材料渐进破坏过程的仿真过程。该软件已经在岩土、采矿、爆破、隧道、油气、水利、地质等多个领域成功应用,服务于相关行业的科研及生产。

### 1.2 JWL 点火爆炸模型

BlockDyna 程序描述高能炸药爆轰产物压力-体积关系采用 JWL 状态方程<sup>[11]</sup>。高能炸药爆轰产物的单元压力  $p$  由状态方程(2)求得,具体可表述为

$$p = A \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V}\right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V}\right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V} \quad (2)$$

式中:  $V$  为相对体积;  $E_0$  为初始内能密度,  $J/m^3$ ;  $A$ 、 $B$ 、 $R_1$ 、 $R_2$ 、 $\omega$  为圆筒试验确定得出的常数<sup>[12-14]</sup>。

根据王鸿运<sup>[15]</sup>的研究成果,本次模拟中 JWL 状态方程各参数取值如表 1 所示。选择 2 号岩石乳化炸药<sup>[16]</sup>进行爆破模拟,计算所得炸药参数如表 2 所示。

<http://gcbp.cbpt.cnki.net>

表 1 炸药 JWL 状态方程参数

Table 1 Parameters for explosive JWL state equation

A/GPa	B/GPa	$R_1$	$R_2$	$\omega$	$E_0/(J \cdot m^{-3})$
84.09	0.98	4.5	1.5	0.4	$9 \times 10^8$

表 2 炸药参数

Table 2 Explosive parameters

炸药种类	炸药密度 /( $kg \cdot m^{-3}$ )	爆速 /( $m \cdot s^{-1}$ )	CJ 爆压 /MPa
2 号岩石乳化炸药	1 780	5 600	185

爆炸模型的计算流程如图 2 所示。

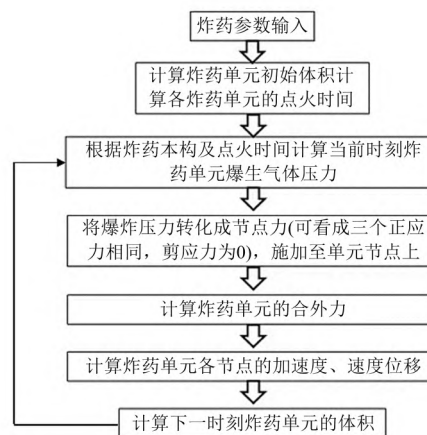


图 2 爆炸模型计算流程

Fig.2 Calculation procedure of explosion model

### 1.3 本构模型

采用岩体损伤破裂的力学模型,该模型由单元及虚拟接触面组成,即单元采用线弹性模型进行描述,输入包括密度及弹性模量等材料参数;单元间的虚拟接触面采用断裂能模型进行描述<sup>[17-18]</sup>,输入参数包括黏聚力、内摩擦角、抗拉强度、法向连接刚度、切向连接刚度、拉伸断裂能、剪切断裂能。一般情况下,单元及虚拟接触面上的黏聚力、内摩擦角、抗拉强度的取值一致。

单元线弹性本构模型为

$$\left. \begin{aligned} \Delta\sigma_{ij} &= 2G\Delta\epsilon_{ij} + \left(K - \frac{2}{3}G\right)\Delta\theta\delta_{ij} \\ \sigma_{ij}(t_1) &= \Delta\sigma_{ij} + \sigma_{ij}(t_0) \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

式中:  $\sigma_{ij}$  为应力张量;  $\Delta\sigma_{ij}$  为增量应力张量;  $\Delta\epsilon_{ij}$  为增量应变张量;  $\Delta\theta$  为增量体应变;  $K$  为体积模量;  $G$  为剪切模量;  $\delta_{ij}$  为 Kronecker 记号;  $t_1$  为下一时步;  $t_0$  为当前时步。

December 2022 | Engineering Blasting | Vol.28, No.6

接触面的损伤断裂计算首先要确定界面上下一时步的法向及切向试探接触力:

$$\left. \begin{aligned} F_n(t_1) &= F_n(t_0) - k_n \times A_c \times \Delta du_n \\ F_s(t_1) &= F_n(t_0) - k_s \times A_c \times \Delta du_s \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

式中:  $F_n$ 、 $F_s$  分别为法向、切向接触力;  $k_n$ 、 $k_s$  为单位面积上法向、切向接触刚度, Pa/m;  $A_c$  为接触面的面积;  $\Delta du_n$ 、 $\Delta du_s$  为法向、切向相对位移增量。

采用式(5)判断是否发生拉伸破坏、修正法向接触力及抗拉强度, 为

$$\left. \begin{aligned} \text{如果 } -F_n(t_1) &\geq \sigma_t(t_0)A_c \\ \text{那么 } F_n(t_1) &= -\sigma_t(t_0)A_c \\ \sigma_t(t_1) &= -(\sigma_{t0})^2 \times \Delta u_n / (2G_{ft}) + \sigma_{t0} \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

式中:  $\sigma_{t0}$ 、 $\sigma_t(t_0)$  及  $\sigma_t(t_1)$  为初始时刻、当前时刻及下一时刻接触面上的抗拉强度;  $\Delta u_n$  为本时刻接触面上的法向相对位移;  $G_{ft}$  为拉伸断裂能, Pa/m。

采用式(6)判断是否发生剪切破坏、修正切向接触力及黏聚力, 为

$$\left. \begin{aligned} \text{如果 } F_s(t_1) &\geq F_n(t_1) \times \tan \varphi + c(t_0)A_c \\ \text{那么 } F_s(t_1) &= F_n(t_1) \times \tan \varphi + c(t_0)A_c \\ c(t_1) &= -(c_0)^2 \times \Delta u_s / (2G_{fs}) + c_0 \end{aligned} \right\} \quad (6)$$

式中:  $\varphi$  为接触面的内摩擦角;  $c_0$ 、 $c(t_0)$  及  $c(t_1)$  为初始时刻、当前时刻及下一时刻接触面上的黏聚力;  $\Delta u_s$  为本时刻接触面上的切向相对位移;  $G_{fs}$  为剪切断裂能, Pa/m。

## 2 数值计算

### 2.1 工程概况

大连地铁 5 号线全长 23.8 km, 设车站 18 座, 其中虎滩公园站为全线第二站。车站中心里程 YK2+646.963, 车站起点里程 K2+577.963, 车站终点里程 K2+756.958, 长 178.995 m, 宽约 20.0 m, 高约 18 m, 设计底板高程 -14.30 m, 覆土厚 1.6 ~ 4.8 m, 拟采用明挖法施工。

### 2.2 计算方案

在基坑开挖的过程中, 最上层的素填土采用机械开挖方式, 素填土的深度为 3 m; 对于强风化

石英岩和中风化石英岩, 采用爆破开挖方式, 强风化石英岩和中风化石英岩的深度分别为 1.5 m 和 22.5 m, 本文着重分析中风化石英岩部分。由于爆破计算所划分的网格尺寸在厘米量级, 若是建立三维数值模型, 计算规模及耗时都是巨大的。故为了节约计算时间及成本, 建立尺寸为 20 m × 10 m 的二维平切面模型(见图 3)。该爆破模型内设置 3 个起爆点, 炮孔直径设为 250 mm, 药包间距为  $L$ 。模型的顶面设置为自由面, 炮孔到自由面的距离为 5 m, 剩余的侧面以及底面设置为无反射边界条件(黏性边界), 避免爆炸在外边界产生的应力波进行虚假反射, 图 3a 中模型上半部红色边框范围内为爆破块度统计区域(域 A)。在 BlockDyna 中导入 ABAQUS 软件划分的模型网格(见图 3b), 在起爆点周围进行网格的局部加密。

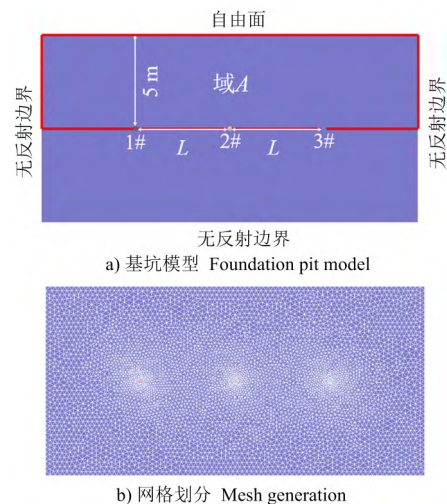


图 3 爆破模型

Fig.3 Blasting model

单纯考虑不同延时时间影响时, 固定孔距  $L = 5$  m, 目前国内部分延时爆破工程中多采用  $\Delta t = 15 \sim 75$  ms<sup>[19-20]</sup>, 经研究确定了合适的延时爆破时间, 间隔时间依次是 25、35、50、75 ms。

单纯考虑不同炮孔间距影响时<sup>[21-22]</sup>, 固定延时间隔时间为 35 ms, 炮孔间距依次取为 3、4、5、6、7 m。

根据岩土的工程勘察报告, 给出了中风化石英岩物理力学指标参数(见表 3)。

表 3 岩石参数

Table 3 Rock parameters

密度 ( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	弹性模量 /GPa	泊松比	法向及切向连接刚 度/( $\text{GPa} \cdot \text{m}^{-1}$ )	黏聚力 /kPa	抗拉强 度/MPa	内摩擦 角/( $^{\circ}$ )	剪胀角 /( $^{\circ}$ )	拉伸断裂能 /( $\text{J} \cdot \text{m}^{-2}$ )	剪切断裂能 /( $\text{J} \cdot \text{m}^{-2}$ )
2 650	50	0.1	10 000	85	1.4	56	26	100	1 000

### 2.3 爆破效果评价指标

本文在考虑岩石基坑质点应力时程及峰值振速的同时,为了评定不同爆破参数对岩石的爆破效果,结合爆破后爆破块度统计区域的块度大小分布特点进行计算分析,采用 4 个评价指标<sup>[23]</sup>。利用脚本文件输出块体级配曲线信息,对数据进行整合后得到各指标具体数值<sup>[24-27]</sup>。

1) 平均破碎尺寸( $d_{50}$ ):块体级配曲线信息中通过率为 50% 时相应的特征尺寸;该值与岩石的爆破碎块尺寸平均值成正比,该值越小表示模型破碎效果越好。

2) 极限破碎尺寸( $d_{90}$ ):块体级配曲线信息中通过率为 90% 时相应的特征尺寸;该值与岩石爆破后的大碎块尺寸成正比,该值越小表示模型破碎效果越好。

3) 系统破裂度( $F_r$ ):数值模型虚拟界面产生破裂的面积占总面积的比值;该值越大表示模型破碎越完整。

4) 大块率( $B_r$ ):块体级配曲线信息中特征尺寸大于 0.9 m 的岩石体积之和与模型总体积的比值,该值与模型破碎效果成反比。

## 3 计算结果分析

岩石基坑模型在基坑稳定线弹性分析的基础上施加爆炸冲击荷载,调用 BlockDyna 开展显式动力学模拟,设定每 100 时步向平台推送计算结果,可得到模型单元位置处位移、速度、加速度、应力等云图信息。在计算模型 2、3 炮孔连线中点与顶部自由面的交点处设置监测点,并开展数值计算分析。有关 CDEM 方法计算爆破的精度及合理性已经被大量文献验证<sup>[28-29]</sup>,此处不再赘述计算的可靠性。

### 3.1 延时时间的影响

4 种延时爆破模型监测点处的最大主应力时程曲线特性趋于一致,选取延时 35 ms 的应力时程曲线(见图 4)进行表述,可以看出,选取的监测点处所受到的最大正应力正向峰值明显高于负向峰值,岩体以拉应力破坏为主导。最大主应力峰值分别为 7.585 1、7.351 54、5.802 1、5.847 9 MPa,均大于爆破区域岩石的抗拉强度 1.4 MPa,能达到岩石破坏的要求。延时时间对爆破前期作用的峰值差别不大,监测点的最大主应力峰值在第 2 个炮孔起爆附近,爆破后期曲线的跃增逐渐减小。间隔时间为 25 ms 和 35 ms 监测点处应力波波形产生重叠,岩石受叠加应力而易于破碎,爆破效果更好。

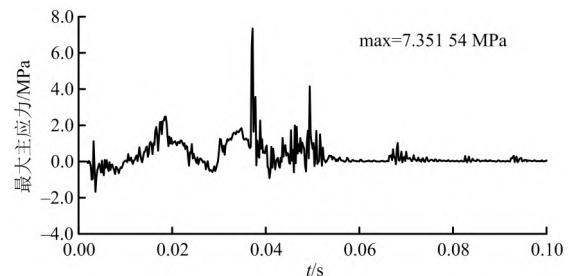


图 4 延时 35 ms 的应力时程

Fig.4 Stress time-history of 35 ms delay

4 种延时爆破模型监测点处  $y$  方向(垂向)振动速度时程曲线如图 5 所示,在第二个炮孔起爆后振动速度急速增长,测点在  $y$  方向速度最大值分别为:17.32、16.67、18.89、17.03 m/s,此后速度基本保持不变。各模型速度最大值分别出现在 41、53、67、106 ms,均延迟于第 2 炮孔起爆时间,说明测点位置处应力波持续冲击,使岩石块体加速产生位移。4 种延时爆破模型监测点处振动速度最大值在 16.67 ~ 18.89 m/s,相差最大约 2.22 m/s,采用 35 ms 的延时间隔时间质点振速最小。

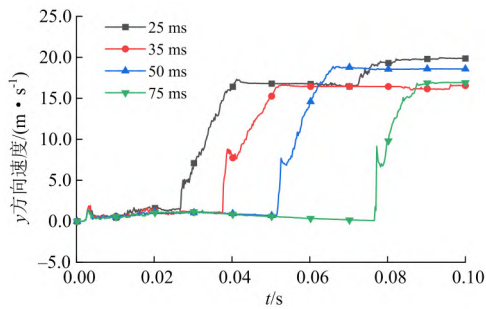


图 5 y 方向不同延时的振动速度

Fig.5 Vibration velocity with different delay in y direction

分析监测点的应力曲线、振速曲线可知,延时 35 ms 时岩石爆破效果较好,因此选取延时 35 ms 分析岩石爆炸破碎的演化过程(见图 6)。由图可知,第 1 个药包起爆后,冲击波自爆源向四周传播,炮孔附近的岩石被挤压粉碎,裂纹沿着网格呈放射性布满炮孔周围;随着时间的推移,冲击波衰减为压应力波,使岩石质点产生径向位移,在高压气体的膨胀、挤压作用下形成倒锥形裂纹;35 ms 时第 2 个炮孔开始起爆,炮孔间应力波相互叠加,以致大块岩石被击碎成细小的粉粒;当时间大于 86 ms 后,破碎基本形成。

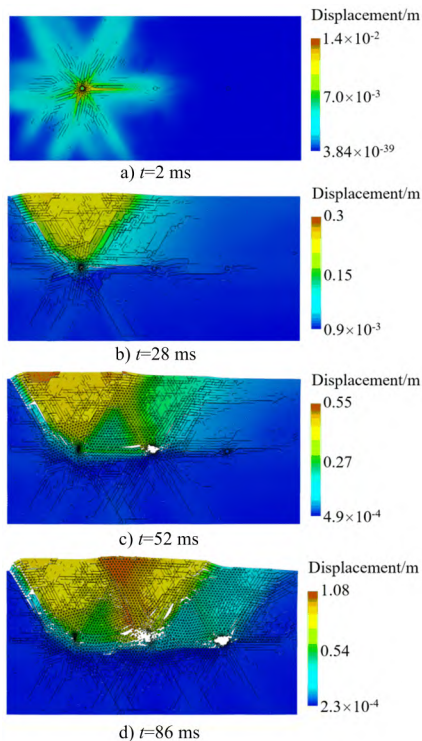


图 6 延时 35 ms 时不同时刻的总位移云图

Fig.6 Displacement contours at different time with 35 ms delay

延时 35 ms 爆破时,基坑模型的最终破碎形态如图 7 所示。由图 7 可知,逐孔起爆激活了几乎所有的预设虚拟界面,纵横交错的裂隙将岩石切割破碎,炮孔上侧的岩石破碎效果明显,下侧岩石局部产生拉伸裂隙,爆区顶部地表有大范围的隆起、位移。由模型爆破的最终形态可以看出,当延时间隔为 35 ms 时,岩石破碎块体较致密,爆破效果最好。延时 25 ms 爆破效果最差,较短的延时间隔不利于应力波在岩石裂隙内的传播和衰减,导致岩石局部产生过于破碎情况,而其他区域破碎不充分。

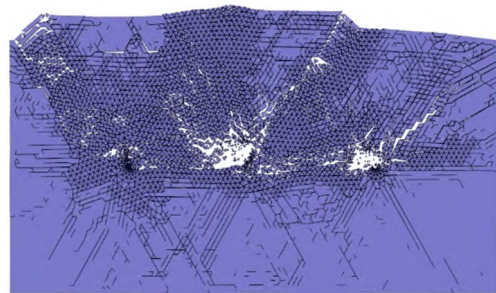


图 7 延时 35 ms 的爆区破碎效果

Fig.7 The fragmentation effect in blasting area of 35 ms delay

不同延时爆破的块体级配曲线如图 8 所示。随着特征尺寸的增大,块体的通过率逐渐增大;当延时间隔为 35、50、75 ms 时,通过率达到 100% 时的特征尺寸依次增大,岩石爆破效果逐渐变差,其中延时 25 ms 时的爆破效果最差(大块较多)。将监测数据进行处理得到平均破碎尺寸、极限破碎尺寸、系统破裂度、大块率等评价指标如表 4 所示。可以看出,延时为 35 ms 时,岩石破碎充分,碎块尺寸较小,爆破效果最好。

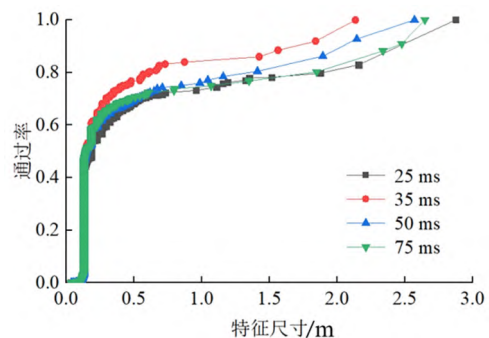


图 8 不同延时间隔的块体级配

Fig.8 Grading of blocks with different delay intervals

表 4 不同延时的爆破破碎评价指标取值

Table 4 The values evaluation indexes of blasting fragmentation of different time

延时时间/ms	平均破碎尺寸/m	极限破碎尺寸/m	大块率/%	系统破裂度
25	0.186	1.925	13.2	0.537
35	0.138	1.688	7.9	0.569
50	0.147	2.481	12.4	0.564
75	0.148	2.516	12.9	0.560

不同延时爆破模型爆破块度统计区域的系统破裂度时程曲线如图 9 所示,分析可知:系统破裂度随着时间的增加而逐渐增大,曲线在每一个炮孔起爆后均有突变且破裂度增加速度加快;爆炸初期系统破裂度增加速度较快,当最后一个炮孔起爆后,破裂度的曲线斜率迅速变缓;爆破完成后,25、35、50、75 ms 延时爆破模型最终的系统破裂度分别为 53.7%、56.9%、56.4%、56.0%,延时 35 ms 的系统破裂度较大,表征爆破效果更佳。

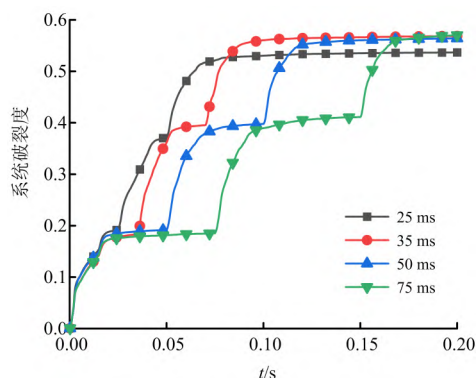


图 9 不同延时下系统破裂度时程

Fig.9 Time history of system fracture degree under different delay

### 3.2 炮孔间距的影响

炮孔间距  $L = 5\text{ m}$  爆破后监测点处的最大主应力时程曲线如图 10 所示。不同炮孔间距下,监测点最大主应力分别为 5.900 1、8.008 3、8.262 0、6.138 7、11.957 3 MPa,均超过岩石抗拉强度。在第 2 个炮孔起爆后的一段时间内,测点处应力波动密集; $L = 5\text{ m}$  和  $L = 6\text{ m}$  时,监测点处应力波重叠效果明显,受到的拉伸破坏作用加强,岩石裂纹发育充分。

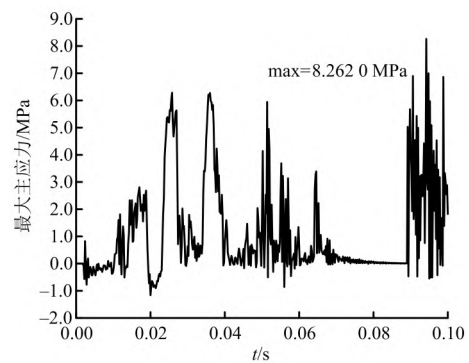


图 10 炮孔间距 5 m 的应力时程

Fig.10 Stress time-history of 5 m hole spacing

5 种炮孔间距监测点处  $y$  方向振动速度时程曲线如图 11 所示,曲线整体走势一致呈上升状态,测点在  $y$  方向速度最大值分别为:20.16、19.02、17.82、14.61、11.97 m/s;随着  $L$  的增大,测点处  $y$  方向峰值振动速度逐渐减小,相较于  $L = 3\text{ m}$ ,相差最大约 8.19 m/s。

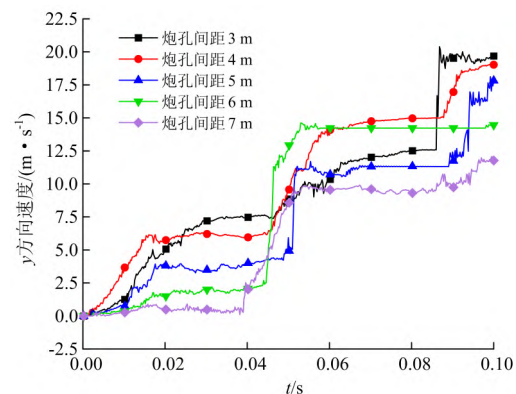


图 11  $y$  方向不同炮孔间距的振动速度

Fig.11 Vibration velocity with different hole spacing in  $y$  direction

不同炮孔间距下的基坑模型的最终破碎形态相似,选取  $L = 5\text{ m}$  进行表述(见图 12)。由图可知,随着孔距的增加,爆区裂纹扩展更加充分,碎块尺寸更加均匀。当  $L = 3\text{ m}$  时,由于炮孔间距过小,阻碍了应力波的传播,导致岩石局部产生过于破碎情况,而其他区域破碎不充分。当  $L = 7\text{ m}$  时,由于炮孔间距过大,爆炸应力破坏效应减弱,导致炮孔周围出现较密集区域,其他区域碎块尺寸较大。由模型爆破的最终形态可以得出,当  $L = 5\text{ m}$  和  $6\text{ m}$  时,岩石破碎块体较致密,爆破效果

最好。

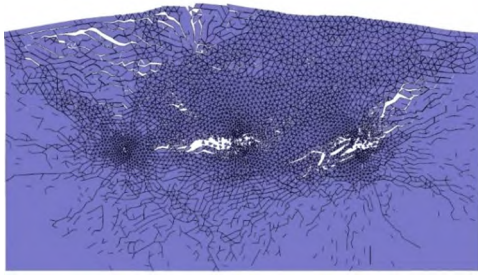


图 12 炮孔间距 5 m 的爆区破碎效果

Fig.12 The fragmentation effect in blasting area of 5 m hole spacing

不同炮孔间距的块体级配曲线如图 13 所示。可以看出块体的通过率随着特征尺寸的增大逐渐增大；随着炮孔间距的增大，通过率达到 100% 时的特征尺寸越小，岩石碎块越均匀；其中  $L=6$  m 时的特征尺寸略小于  $L=7$  m 的特征尺寸。将监测数据进行处理得到平均破碎尺寸、极限破碎尺寸、系统破裂度、大块率等评价指标如表 5 所示。从表 5 可看出，当  $L=6$  m 时，岩石破碎充分，碎块尺寸较小且均匀，爆破效果最好。

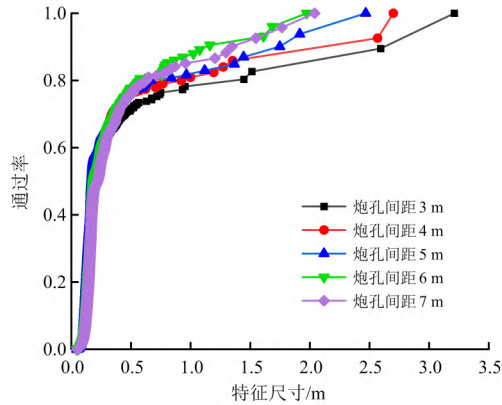


图 13 不同炮孔间距的块体级配

Fig.13 Grading of blocks with different hole spacing

表 5 不同孔距的爆破破碎评价指标取值

Table 5 The values evaluation indexes of blasting fragmentation of different hole spacing

炮孔间距/m	平均破碎尺寸/m	极限破碎尺寸/m	大块率/%	系统破裂度
3	0.185	2.622	5.5	0.587
4	0.176	2.099	5.4	0.596
5	0.175	1.739	5.3	0.606
6	0.171	1.129	4.7	0.607
7	0.219	1.344	5.1	0.603

不同炮孔间距下系统破裂度时程曲线如图 14 所示，分析可知：系统破裂度随着时间的增加而逐渐增大，不同孔距的突变点大致相同；爆破完成后，5 种炮孔间距爆破模型最终的系统破裂度分别为 58.7%、59.6%、60.6%、60.7%、60.3%， $L=6$  m 和  $L=7$  m 的系统破裂度较大，表征爆破效果更佳。

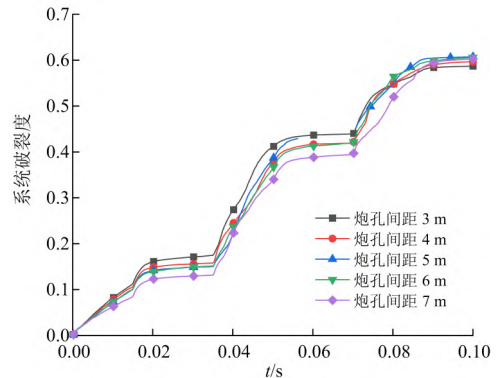


图 14 不同孔距下系统破裂度时程

Fig.14 Time history of system fracture degree under different hole spacing

## 4 结论

1) 对不同延时爆破的计算模型进行爆破应力及振动速度分析，根据模拟结果，测点振动速度最大值在 16.67~18.89 m/s，延时 25 ms 和 35 ms 均可获得较好的破碎效果，而延时 35 ms 引起的峰值振速较小。根据地铁基坑工程的爆破要求，延时 35 ms 的模型爆破效果更好。

2) 延时 35、50、75 ms 时，平均破碎尺寸、极限破碎尺寸、大块率随着延时间隔的增大逐渐增大，系统破裂度随着延时的增大逐渐减小。从各指标可以看出，岩石爆破模型的损伤破裂效果随着孔间延时的增大而逐渐变差，延时 25 ms 爆破效果最差，较短的延时不利于应力波在岩石裂隙内的传播和衰减，导致岩石局部产生过于破碎情况，而其他区域破碎不充分。

3) 炮孔间距  $L=5$  m 和  $L=6$  m 时，所选取的监测点所受应力波叠加破坏作用明显；测点振动速度最大值在 11.97~20.16 m/s，测点处  $y$  方向振动速度峰值随着炮孔间距  $L$  的增大逐渐减小，故



炮孔间距  $L=6\text{ m}$  的爆破效果优于  $L=5\text{ m}$  的爆破效果。

4) 炮孔间距  $L=3, 4, 5, 6\text{ m}$  时, 平均破碎尺寸、极限破碎尺寸、大块率随着炮孔间距的增大逐渐减小, 系统破裂度随着炮孔间距的增大逐渐增大。可以得出, 随着炮孔间距的增大, 破碎块体的均匀性逐渐提高, 但炮孔间距  $L$  增加到  $7\text{ m}$  时, 岩石的平均破碎尺寸达到最大, 炮孔间距过大使得应力叠加效应减弱。

5) 改变炮孔间距相对于改变延时时间大块率从  $7.9\%$  到  $4.7\%$  降低了  $3.2\%$ , 系统破裂度从  $56.9\%$  到  $60.7\%$  提高了  $3.8\%$ , 改变炮孔间距的爆破效果优于改变延时时间的爆破效果。

#### 参考文献(References):

- [1] 付天光. 逐孔起爆技术应用基础研究[D]. 阜新: 辽宁工程技术大学, 2010.  
FU T G. Basic research on application of hole by hole initiation technology [D]. Fuxin: Liaoning Technical University, 2010.
- [2] 郭侃, 雷战, 艾欣, 等. 延时时间对岩石爆破效果影响的探讨[J]. 工程爆破, 2021, 27(2): 85-90.  
GUO K, LEI Z, AI X, et al. Discussion on the influence of delay time on rock blasting effect. [J]. Engineering Blasting, 2021, 27(2): 85-90.
- [3] 苏波, 高可帅, 宋瑞富. 毫秒延时爆破振动叠加作用的数值模拟研究[J]. 工程爆破, 2012, 18(3): 12-16.  
SU B, GAO K S, SONG R F. Numerical simulation of millisecond delay blasting vibration superposition. [J]. Engineering Blasting, 2012, 18(3): 12-16.
- [4] 付天杰, 郭峰. 特坚硬岩石基坑浅孔控制爆破技术[J]. 工程爆破, 2011, 17(2): 31-33.  
FU T J, GUO F. Shallow hole controlled blasting technology for extra hard rock foundation pit. [J]. Engineering Blasting, 2011, 17(2): 31-33.
- [5] 杨仁树, 丁晨曦, 杨国梁, 等. 微差爆破的爆生裂纹扩展特性试验研究[J]. 振动与冲击, 2017, 36(24): 97-102.  
YANG R S, DING C X, YANG G L, et al. Experimental study on crack propagation characteristics of millisecond blasting [J]. Journal of Vibration and Shock, 2017, 36(24): 97-102.
- [6] YAN Y F, ZHANG T, CHENG L F, et al. The Simulation on millisecond blasting of submarine hard rock using LS-DYNA dynamic analysis [J]. Advanced Science Letters, 2013, 19(6): 1 567-1 571.
- [7] CHOUDHARY S B, AGRAWAL A, ARORA R. Stemming material and inter-row delay timing effect on blast results in limestone mines [J]. Sādhanā, 2021, 46(1): 1-12.
- [8] WANG M Z, SHI X Z, ZHOU J, et al. Multi-planar detection optimization algorithm for the interval charging structure of large-diameter longhole blasting design based on rock fragmentation aspects [J]. Engineering Optimization, 2018, 50(12): 2 177-2 191.
- [9] YUAN W, LIU S G, WANG W, et al. Numerical study on the fracturing mechanism of shock wave interactions between two adjacent blast holes in deep rock blasting [J]. Earthquake Engineering and Engineering Vibration, 2019, 18(4): 735-746.
- [10] 潘博, 汪旭光, 徐振洋, 等. 节理角度对岩石材料的动态响应影响研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2021, 40(3): 566-575.  
PAN B, WANG X G, XU Z Y, et al. Study on the influence of joint angle on the dynamic response of rock materials [J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2021, 40(3): 566-575.
- [11] 沈飞, 王辉, 袁建飞. 一种确定JWL状态方程参数的简易算法[J]. 振动与冲击, 2014, 33(9): 107-110.  
SHEN F, WANG H, YUAN J F. A simple algorithm for determining the parameters of JWL equation of state [J]. Journal of Vibration and Shock, 2014, 33(9): 107-110.
- [12] 陈华, 周海兵, 刘国昭, 等. 圆筒试验JWL状态方程参数的贝叶斯标定[J]. 爆炸与冲击, 2017, 37(4): 585-590.  
CHEN H, ZHOU H B, LIU G Z, et al. Bayesian calibration of parameters of JWL equation of state in cylinder test [J]. Explosion and Shock Waves, 2017, 37(4): 585-590.
- [13] 徐辉, 孙占峰, 李庆忠. 标准圆筒试验数据处理和不确定度评定方法[J]. 北京理工大学学报, 2010, 30(5): 626-630.  
XU H, SUN Z F, LI Q Z. Standard cylinder test data

- processing and uncertainty evaluation method [J]. Transaction of Beijing Institute of Technology, 2010, 30(5):626-630.
- [14] 王言金,张树道,李华,等. 炸药爆轰产物 Jones-Wilkins-Lee 状态方程不确定参数[J]. 物理学报, 2016,65(10):245-250.  
WANG Y J, ZHANG S D, LI H, et al. Uncertain parameters of Jones-Wilkins-Lee equation of state for explosive detonation products [J]. Acta Physica Sinica, 2016,65(10):245-250.
- [15] 王鸿运. 深基坑爆破振动测试与数值模拟研究[D]. 武汉:华中科技大学,2009.  
WANG H Y. Study on blasting vibration test and numerical simulation of deep foundation pit [D]. Wuhan:Huazhong University of Science and Technology, 2009.
- [16] 贾永胜,钟冬望,姚颖康,等. 基坑爆破预留层对围护桩的保护作用数值分析[J]. 工程爆破,2017,23(5):1-4,21.  
JIA Y S, ZHONG D W, YAO Y K, et al. Numerical analysis of protective effect of blasting reserved layer on retaining pile[J]. Engineering Blasting, 2017, 23(5):1-4,21.
- [17] 王杰,李世海,张青波. 基于单元破裂的岩石裂纹扩展模拟方法[J]. 力学学报,2015,47(1):105-118.  
WANG J, LI S H, ZHANG Q B. Simulation method of rock crack propagation based on element fracture [J]. Chinese Journal of Theoretical and Applied Mechanics, 2015,47(1):105-118.
- [18] 冯春,李世海,郑炳旭,等. 基于连续-非连续单元方法的露天矿三维台阶爆破全过程数值模拟[J]. 爆炸与冲击,2019,39(2):110-120.  
FENG C, LI S H, ZHENG B X, et al. Numerical simulation of three dimensional bench blasting in open pit based on continuous discontinuous element method [J]. Explosion and Shock Waves, 2019, 39(2):110-120.
- [19] 杜伟. 大直径深孔微差爆破时间的选取及应用[J]. 化工矿物与加工,2019,48(6):16-17.  
DU W. Selection and application of millisecond blasting time for large diameter deep hole[J]. Industrial Minerals & Processing, 2019,48(6):16-17.
- [20] 张志呈,熊文,吝曼卿. 浅谈逐孔起爆技术时间间隔的选取[J]. 爆破,2011,28(2):45-48,71.  
ZHANG Z C, XIONG W, LIN M Q. Discussion on the selection of time interval of hole by hole initiation technology[J]. Blasting, 2011,28(2):45-48,71.
- [21] 李洪伟,雷战,刘伟,等. 起爆方式对岩石柱状装药爆破作用的影响[J]. 工程爆破,2019,25(5):28-34.  
LI H W, LEI Z, LIU W, et al. The influence of initiation mode on the blasting effect of rock cylindrical charge.[J]. Engineering Blasting,2019,25(5):28-34.
- [22] 孙俊鹏,李晓杰,缪玉松,等. 起爆方式对岩石爆破裂纹扩展影响的实验分析[J]. 工程爆破,2018,24(3):7-13.  
SUN J P, LI X J, MIU Y S, et al. Experimental analysis of the influence of initiation mode on rock blasting crack propagation. [J]. Engineering Blasting,2018,24(3):7-13.
- [23] 郑炳旭,冯春,宋锦泉,等. 炸药单耗对赤铁矿爆破块度的影响规律数值模拟研究[J]. 爆破,2015,32(3):62-69.  
ZHENG B X, FENG C, SONG J Q, et al. Numerical simulation study on the influence of explosive unit consumption on hematite blasting fragmentation[J]. Blasting, 2015,32(3):62-69.
- [24] 王海亮,高尚,张海义. 高地应力岩石双孔爆破损伤演化研究[J]. 工程爆破,2022,28(2):1-6.  
WANG H L, GAO S, ZHANG H Y. Study on damage evolution of double hole blasting in high stress rock.[J]. Engineering Blasting,2022,28(2):1-6.
- [25] 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):14-20,41.  
ZHAO J P, CHENG B B, LU W, et al. The damage law of rock double hole blasting under deep high ground stress.[J]. Engineering Blasting,2020,26(5):14-20,41.
- [26] 王赞,薛大伟,汤万钧. 基于深度神经网络的露天矿岩石爆破效果预测[J]. 工程爆破,2018,24(6):18-22.  
WANG Y, XUE D W, TANG W J. Prediction of rock blasting effect in open pit mine based on depth neural network.[J]. Engineering Blasting, 2018, 24(6):18-22.

(下转第41页)

- JIANG A N, ZHANG Q, WU H T, et al. Stability analysis of slope affected by blasting based on improved local safety method[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2019, 40(S1): 511-518.
- [13] 马冲, 詹红兵, 姚文敏, 等. 爆破振动作用下含软弱夹层边坡稳定性及安全判据[J]. *爆炸与冲击*, 2018, 38(03): 563-571.
- MA C, ZHAN H B, YAO W M, et al. Stability and safety criterion of a slope with weak interlayer under blasting vibration[J]. *Explosiom and Shock Waves*, 2018, 38(03): 563-571.
- [14] 闫长斌, 张彦昌, 陈艳国, 等. 考虑爆破累积损伤效应的含泥化夹层边坡滑移分析[J]. *水利水运工程学报*, 2021(1): 104-113.
- YAN C B, ZHANG Y C, CHEN Y G, et al. Analysis on sliding displacement of slope with muddy intercalation considering blasting cumulative damage effect [J]. *Hydro-Science and Engineering*, 2021 (1): 104-113.
- [15] 范天佑. 断裂动力学: 原理与应用[M]. 北京: 北京理工大学出版社, 2006: 191-201.
- FAN T Y. *Fracture dynamics: Principles and applications* [M]. Beijing: Beijing Institute of Technology Press, 2006: 191-201.
- [16] 高庆. 工程断裂力学[M]. 重庆: 重庆大学出版社, 1985.
- GAO Q. *Engineering fracture mechanics* [M]. Chongqing: Chongqing University Press, 1985.

(上接第7页)

- [15] 贾蓬, 杨其要, 刘冬桥, 等. 高温花岗岩水冷却后物理力学特性及微观破裂特征[J]. *岩土力学*, 2021, 42(6): 1568-1578.
- JIA P, YANG Q Y, LIU D Q, et al. Physical and mechanical properties and microscopic fracture characteristics of high temperature granite after water cooling[J]. *Geotechnical Mechanics*, 2021, 42(6): 1568-1578.
- [16] 周宗红, 章雅琦, 杨安国, 等. 白云岩三维动静组合加载力学特性试验研究[J]. *煤炭学报*, 2015, 40(5): 1030-1036.
- ZHOU Z H, ZHANG Y Q, YANG A G, et al. Experimental study on mechanical properties of dolomite under three-dimensional dynamic-static combined loading[J]. *Journal of China Coal Society*, 2015, 40(5): 1030-1036.
- [17] 朱晶晶, 李夕兵, 宫凤强, 等. 冲击载荷作用下砂岩的动力学特性及损伤规律[J]. *中南大学学报(自然科学版)*, 2012, 43(7): 2701-2707.
- ZHU J J, LI X B, GONG F Q, et al. Dynamic characteristics and damage law of sandstone under impact loading [J]. *Journal of Central South University (Natural science edition)*, 2012, 43(7): 2701-2707.

(上接第24页)

- [27] 陈庆凯, 赵文龙, 郭赵杰, 等. 基于模糊神经网络爆破效果评价模型[J]. *工程爆破*, 2019, 25(4): 74-79.
- CHEN Q K, ZHAO W L, GUO Z J, et al. Blasting effect evaluation model based on fuzzy neural network. [J]. *Engineering Blasting*, 2019, 25(4): 74-79.
- [28] 陈保君, 欧阳振华, 王观石, 等. 岩石爆炸增渗模型实验及DEM数值模拟研究[J]. *爆破*, 2008(3): 1-6, 16.
- CHEN B J, OUYANG Z H, WANG G S, et al. Experimental study and discrete element method simulation of explosions increase permeability of rock[J]. *Blasting*, 2008, 25(3): 1-6, 16.
- [29] FENG C, LI S H, LIU X Y. A combined contact model in CDEM and its application in blasting engineering[C]// *Discrete Element Methods, Simulation of Discontinua: Theory and Applications*. London: Queen Mary, University of London, 2010: 153-158.

<http://gcbp.cbpt.cnki.net>

December 2022 | *Engineering Blasting* | Vol.28, No.6