爆破作用下邻近巷道围岩响应特征的3DEC模拟*

文兴宝

(中铁十一局集团第五工程有限公司, 重庆 400037)

摘要:为研究爆破作用对邻近巷道的动态响应特征,以某矿山邻近巷道为工程背景,采用3DEC离散元仿真软件,建立考虑岩体非连续特性的黏结块体模型,模拟爆破载荷作用下邻近巷道围岩的振动速度场、应力波传播及裂隙演化规律,分析不同爆破上升时间下的围岩响应特征。结果表明:短上升时间使爆破波能量集中释放,导致围岩质点峰值振速较高,但衰减迅速,而长上升时间使爆破波能量分布更均匀,但围岩质点峰值振速显著减小,对围岩的累积损伤更显著;裂隙分形维数演化呈现两阶段特征,爆破初期急剧增加,后期缓慢增长,长上升时间对围岩损伤范围扩展的促进作用更强;基于应力波传播与围岩质点峰值振速分布规律,短上升时间适用于高效爆破场景,而长上升时间需配合装药控制以减少围岩损伤。研究成果为邻近巷道爆破开挖的安全设计与施工控制提供了理论依据。

关键词:邻近巷道;爆破;上升时间;分形维数;离散元仿真

中图分类号:TD263.3+1 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2025)07-0177-08

3DEC Simulation of Response Characteristics of Surrounding Rock for Adjacent Roadway Under Blasting Action

WEN Xingbao

(China Railway 11th Bureau Group Fifth Engineering Co., Ltd., Chongqing 400037, China)

Abstract: In order to study the dynamic response characteristics of adjacent roadway under blasting action, taking the adjacent roadway of a mine as the engineering background, the 3DEC discrete element simulation software was used to establish a bonded block model considering the discontinuous characteristics of rock mass. The vibration velocity field, stress wave propagation and fracture evolution law of surrounding rock of adjacent roadway under blasting load were simulated, and the response characteristics of the surrounding rock under different blasting rising time was analyzed. The results show that the short rising time makes the energy of blasting wave release intensively, which leads to the high peak vibration velocity of surrounding rock particles, but the attenuation is rapid. The long rising time makes the energy distribution more uniform, but the peak vibration velocity of surrounding rock particles decreases significantly, and the cumulative damage to surrounding rock is more significant. The evolution of fracture fractal dimension presents two-stage characteristics, which increases sharply in the early stage of blasting and increases slowly in the later stage. The long rising time has a stronger promoting effect on the expansion of surrounding rock damage range. Based on the stress wave propagation and the distribution law of the peak particle velocity of the surrounding rock, the short rising time is suitable for efficient blasting scenarios, while the long rising time needs to be combined with charge control to reduce the damage of the surrounding rock. The research results provide a theoretical basis for the safety design and construction control of blasting excavation in adjacent roadways.

Key words: Adjacent roadway, Blasting action, Rising time, Fractal dimension, Discrete element simulation

0 引言

随着地下空间开发的持续推进与井下巷道密度的增大,巷道群邻近施工工程的建设强度与复杂性显著增加,安全风险同步攀升[1-3]。在矿山井下巷道开掘过程中,新建巷道的爆破开挖不可避免地会对邻近既有巷道产生动力扰动,导致围岩应力重分布、损伤累积甚至结构失稳,严重威胁施工安全与长期运营稳定性[4-7]。尤其在节理发育的岩体中,爆破应力波与岩体结构面的相互作用可能进一步加剧围岩动力

* **收稿日期**:2025-04-16

作者简介:文兴宝(1979—),男,重庆沙坪坝人,硕士,工程师,主要从事深部地下空间与TBM管理相关的研究工作。E-mail:476260235@qq.com。

响应的非线性特征,传统连续介质力学理论及简化分析方法难以准确揭示此类复杂力学行为[8-10]。

近年来,国内外学者针对爆破振动对邻近巷道的影响开展了大量研究,主要集中在现场监测、经验公式预测及数值模拟等方面,如孙晓刚等[11]基于离散元数值计算软件和声发射监测技术,研究了爆破扰动诱发巷道围岩微破裂的动态扩展特征,揭示了巷道围岩微破裂响应特征与应力和爆破扰动参数之间的关系。常聚才等[12]研究了爆破扰动应力波在不同煤岩体中的传播规律及巷道动力响应机制,提出优化爆破参数可以减少爆破对巷道的影响。余浪浪等[13]利用有限元软件,研究深部巷道围岩爆破开挖的损伤破坏规律,对不同地应力环境下巷道爆破效果影响因素、围岩扰动范围等问题进行数值分析。然而,既有的研究多聚焦于静态荷载或简谐振动作用下的围岩响应,对瞬态爆破冲击荷载下岩体损伤演化、应力波传播路径及能量耗散机制的研究较少[14-16]。此外,节理岩体的非连续特性对围岩动力响应的影响尚未被充分量化,导致现有设计规范对邻近巷道安全间距与爆破参数的优化指导仍较为保守。而离散元法(DEM)因其在处理非连续介质大变形与复杂接触问题中的独特优势,逐渐成为分析节理岩体动力响应的有效工具。3DEC(3-Dimensional Distinct Element Code)作为基于离散元理论的三维数值模拟平台,能够精确表征岩体结构面网络,并通过显式时域积分算法捕捉爆破荷载作用下围岩的动态破裂过程与能量传递规律[17-18]。

综上,学者们大多基于现场监测数据与数值模拟相结合的方式对爆破作用下巷道围岩的动力响应特征开展研究,推动了巷道爆破灾害防控技术的发展,但针对爆破上升时间与邻近巷道间距等关键参数对巷道围岩动力响应的系统性研究仍显不足。鉴于此,本文依托某矿山巷道群邻近施工工程案例,建立考虑岩体离散化特征的邻近巷道 BBM 三维数值模型[19-20],系统研究爆破荷载作用下邻近巷道围岩的振动速度场、应力波传播路径及损伤区扩展规律,探讨爆破上升时间、邻近巷道间距等关键参数对围岩动力响应的影响机制。研究成果可为邻近巷道爆破开挖的优化设计及安全控制提供理论依据与技术支持。

1 工程背景

某矿山采用空场采矿法回采矿石,为提高矿石回采量,计划新掘一条穿脉巷道,采用爆破法进行施工。该穿脉巷道与中段运输巷道最近距离约为 5 m,巷道内频繁爆破作业诱发围岩局部损伤,致使其承载能力下降,进而威胁邻近巷道的稳定性。为准确表征爆破振动波在岩体介质中的传播特性,现场测试选取某矿山地质条件具有代表性的区段作为研究对象。邻近中段运输巷道外径 8.8 m,埋深 35～40 m,穿越地层以微风化花岗岩为主,微风化花岗岩单轴抗压强度平均为 128 MPa,弹性模量 50 GPa,岩体完整性系数(K_v)介于 0.65～0.75 之间。上覆岩层自下而上依次为中风化花岗岩(厚度约 30 m,节理裂隙较发育)及人工填土层(厚度约 7 m),整体呈现典型“硬岩-软土”复合地层结构。

监测系统采用三向速度传感器,沿邻近既有巷道轴线方向布设 5 个监测断面,每个监测断面在拱顶、拱腰及边墙位置布置测点,共 15 个测点,监测点峰值振动速度统计见表 1。爆破施工采用台阶法开挖,单循环进尺为 2 m,孔径为 42 mm,孔距为 0.8 m,炸药单耗量为 0.6 kg/m^3,延时起爆间隔时间为 25 ms。为后续 3DEC 模型中爆破荷载时程曲线的反演提供了边界条件。

由表 1 可知,监测点的峰值振动速度最大值为 12.45 cm/s,最小值为 3.23 cm/s。在同一截面,巷道顶部的振动速度最大,振动速度基本在 9.08～13 cm/s 范围内,根据《地下工程允许爆破安全规程》(GB 6722—2014),该振动速度将导致既有巷道原有裂缝继续扩展,破碎区岩体剥落失稳。

表 1 监测点峰值振动速度统计

Table 1 Peak vibration velocity statistics of monitoring points cm/s

监测点位置	1#监测断面	2#监测断面	3#监测断面	4#监测断面	5#监测断面
拱顶	11.72	9.08	10.23	12.45	11.46
拱腰	5.36	4.28	5.12	3.36	4.96
边墙	3.98	3.89	4.16	3.23	4.15

2 爆破载荷及其施加方法

对于柱状炮孔来说,爆破振源载荷可以通过施加径向载荷来实现。多年来,延迟方程被用于研究爆破的延迟效应,在大多数的爆破模拟中,众多学者采用压力延迟方程来复现真实的振源波形。本文采用的爆破压力方程[21]为:

$$P = P_0(e^{-\alpha t} - e^{-\beta t}) \tag{1}$$

式中:P 为 t 时刻的载荷;P_0 为爆破载荷的峰值压

力;α 和 β 为常数。

为了使爆破载荷的上升和衰减过程更加直观和方便,定义另外两个参数 t_0 和 ξ。其中,$t_0=\frac{1}{\beta-\alpha}\ln\frac{\beta}{\alpha}$,为达到峰值载荷 P_0 所对应的时间,$\xi=1/(e^{-\alpha t_0}-e^{-\beta t_0})$。式(1)可以改写为:

$$P=P_0\xi(e^{-\alpha t}-e^{-\beta t}) \tag{2}$$

研究表明,当 β/α 的值在 1.5 和 100 之间,上升时间 t_0 可以在 10,100,500 和 1 000 μs 之间变化。

在 3DEC 中,可以对节点施加径向速度载荷。因此,爆破波的施加关键在于将节点速度以载荷的形式施加。在炮孔爆破的初始时刻,爆破荷载对孔壁周围施加的均为径向载荷,此时可以认为振源中心的载荷均产生 P 波(纵波)。理论公式为:

$$\sigma_p=\rho c_p v_t \tag{3}$$

式中:σ_p 为径向应力;ρ 为岩体密度;c_p 为岩体纵波波速;v_t 为孔壁节点的振动速度,随着时间变化。

因此,联立式(2)、式(3),可以得到炮孔周围节点径向应力载荷为:

$$\sigma_p=\rho c_p v_0\xi(e^{-\alpha t}-e^{-\beta t}) \tag{4}$$

$$c_p=\sqrt{\lambda+2G/\rho} \tag{5}$$

式中,λ 和 G 分别为拉梅常数和岩石的剪切模量,其计算公式为:

$$\begin{cases}\lambda=\dfrac{\mu E}{(1+\mu)(1-2\mu)}\\ G=\dfrac{E}{2(1+\mu)}\end{cases} \tag{6}$$

式中:E 为弹性模量,MPa;μ 为泊松比。

采用法向节点施加速度载荷的方法,本文将上升时间 t_0 设置为 5 μs、10 μs、50 μs、100 μs 等,峰值载荷 P_0 固定为 1.6 GPa,具体爆破载荷时间函数 $P(t)$ 如图 1 所示。对于巷道而言,爆破在巷道壁面产生的爆破载荷以等效载荷的形式施加在爆破开挖面的外法线方向上。等效载荷计算方式为:

$$P_e=2P_0r_0/a \tag{7}$$

式中:P_e 为爆破等效峰值载荷,GPa;r_0 为装药直径,m;a 为炮孔间距,m。通过式(7)的等效载荷公式,将计算出的爆破参数列于表 2 中。

表 2 爆破参数

Table 2 Blasting parameters

装药密度 ρ_0/(kg·m^{-3})	爆炸速度 D/(m·s^{-1})	装药直径 r_0/m	炮孔间距 a/m	爆破载荷 P_0/GPa	爆破等效峰值载荷 P_e/GPa
1 000	3 200	0.04	0.6	1.6	0.213

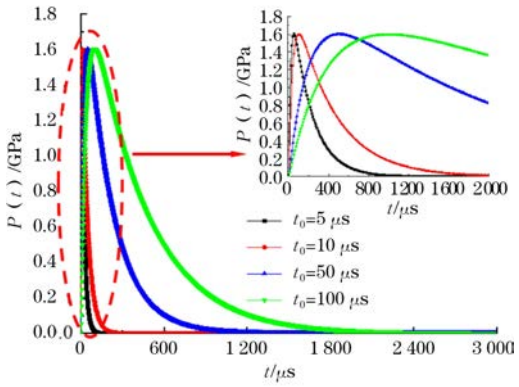


图 1 不同上升时间下爆破等效载荷时程曲线

Fig.1 Time-history curves of blasting equivalent load under different rising time

3 数值仿真模拟结果分析

3.1 数值模型的建立

3.1.1 黏结块体模型细观参数的标定

黏结块体模型(BBM)具有输入参数数量少和易于校准的优点。本文参考 WALTON 等[22]提出的 FLAC3D 应力-应变曲线,基于裂隙岩体的力学特性,采用线弹性模型对该块体进行建模。室内单轴压缩试验获得花岗岩的宏观力学参数见表 3。对于接触界面,力学性能包括法向和切向变形,其特征参数包括法向刚度、切向刚度、黏聚力、内摩擦角和抗拉强度。表 4 给出了标定后的块体接触界面的细观力学参数。数值仿真与实际试验的应力-应变曲线如图 2 所示。由图 2 可知,数值仿真与实际试验的应力-应变曲线变化规律基本一致,且峰值应力也基本相同,在破坏模式方面,数值仿真与实际试验的破坏形式均为剪切型裂纹,呈共轭状。说明以表 3 的力学参数进行的数值仿真与实际试验的吻合程度较好,可为后续数值模拟提供数据支撑。

表 3 花岗岩单轴压缩试验的宏观力学参数

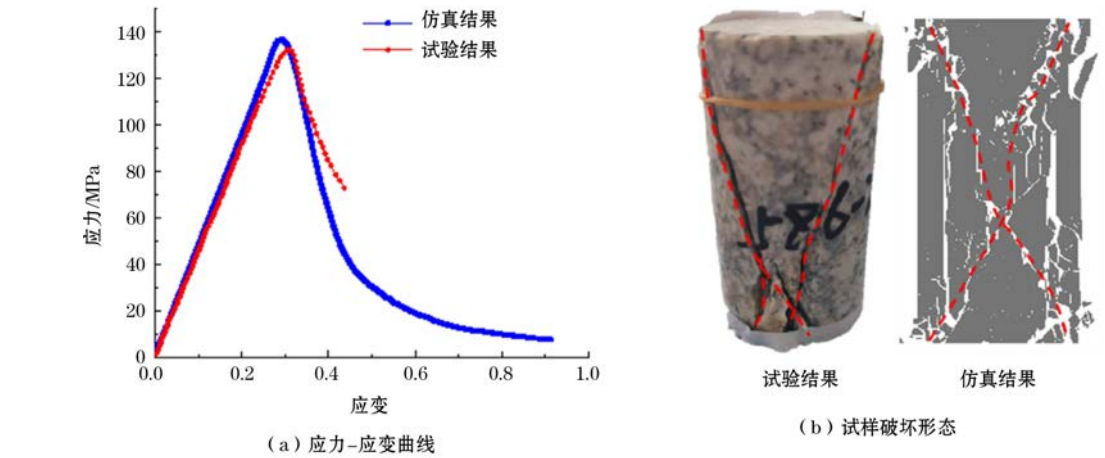
Table 3 Macroscopic mechanical parameters of uniaxial compression test of granite

密度/(kg·m^{-3})	杨氏模量/GPa	泊松比	单轴抗压强度/MPa
2 700	50	0.22	128

表 4 块体接触面的细观力学参数

Table 4 Calibration of meso-mechanical parameters of block contact surface

接触面	法向刚度/GPa	切向刚度/GPa	黏聚力/MPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)
摩尔-库伦	5×10^4	2.5×10^4	50	15	30



(a)应力-应变曲线 (b)试样破坏形态

图 2 花岗岩细观参数标定的单轴压缩试验结果

Fig.2 Uniaxial compression experiment results of granite meso-parameter calibration

3.1.2 数值模型的建立

小净距巷道施工过程中巷道围岩的稳定性是本文所关注的关键问题,采用 3DEC 离散元软件创新性地引入 BBM 对巷道爆破施工进行模拟。邻近巷道爆破数值模型如图 3 所示,数值模型整体尺寸为 80 m×40 m×60 m,巷道埋深为 15 m,巷道直径 8 m,简化为圆形,邻近巷道距离为 5 m。爆破区采用 BBM 进行建模,用来模拟岩体的破裂行为,块体个数为 76 583 个。

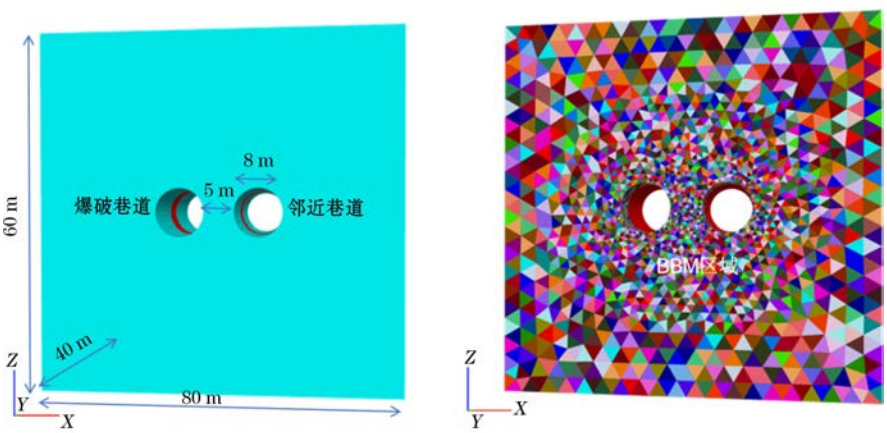


图 3 邻近巷道爆破数值模型

Fig.3 Numerical model of adjacent roadway blasting

3.2 爆破对邻近巷道动态响应特征的影响

不同爆破上升时间下的应力波速度云图如图 4 所示。从图 4 中可以发现,上升时间为 10 μs 时,爆破波的传播速度在最初阶段迅速增加,并且波动较强。这表明爆破波迅速达到较高的速率,能量集中在爆破源周围,外部区域的波动较小。上升时间为 50 μs 时,爆破波的传播速度有一个相对较缓慢的上升过程,中心区域的能量分布开始扩散,速度变化趋于平稳,爆轰中心周围的岩体振动速度开始增大,爆破波传播的范围相对更广。上升时间为 100 μs 时,爆破载荷到达峰值载荷的时间更长,能量的扩展逐渐均匀,爆轰中心区域周围开始接近中心区域的速度。这表明较长的上升时间导致爆破波传播的能量分布更加均匀。因此,可以根据不同的爆破需求(例如需要集中能量或均匀分布),选择合适的上升时间。短上升时间适用于需要快速、高效爆破的工程,长上升时间适用于需要平稳、均匀爆破的场景。

质点峰值振速(PPV)是爆破开挖扰动的重要指标,图 5 为不同上升时间下巷道周围 PPV 值随时间的变化曲线。从图 5 中可以看出,上升时间越久,爆破作用对巷道周围的 PPV 值显著程度越强。在不同的爆破时间段内,巷道周围 PPV 值到达峰值的时间与上升时间有关,一般爆破载荷上升时间越短,巷道周围 PPV 值到达峰值的时间越短,而上升

时间越长,巷道周围 *PPV* 值到达峰值的时间也就越长。从 *PPV* 的分布数值上看,爆破载荷上升时间为 10 μs 时,巷道周围 *PPV* 峰值最大为 6.586 7 m/s;爆破载荷上升时间为 50 μs 时,巷道周围 *PPV* 峰值最大为 34.114 m/s;爆破载荷上升时间为 100 μs 时,巷道周围 *PPV* 峰值最大为 53.981 m/s。巷道周围的 *PPV* 值似乎按照上升时间的等比例关系增大,这种现象在不同的爆破时间段内都存在。在 *PPV* 值达到峰值后,随着爆破时间的推移,*PPV* 值存在先急速下降、然后缓慢减小的过程。

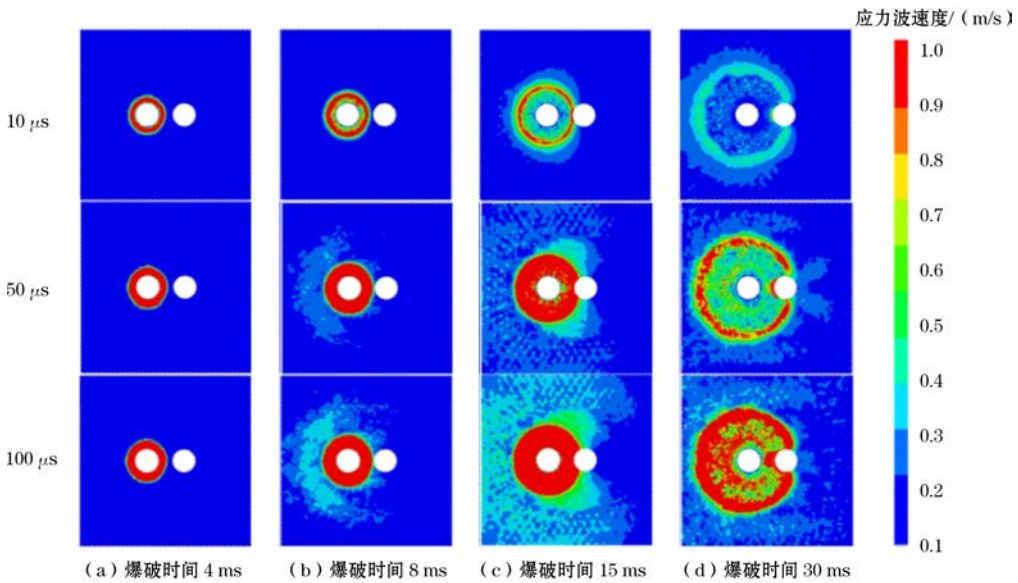


图 4 邻近巷道不同上升时间爆破的应力波速度云图

Fig.4 Blasting stress wave velocity nephograms of adjacent roadway at different rising time

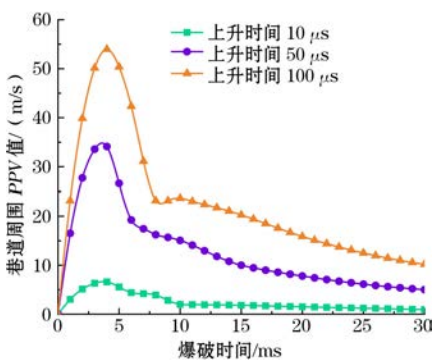


图 5 不同上升时间巷道周围岩体 *PPV* 值随爆破时间的变化规律

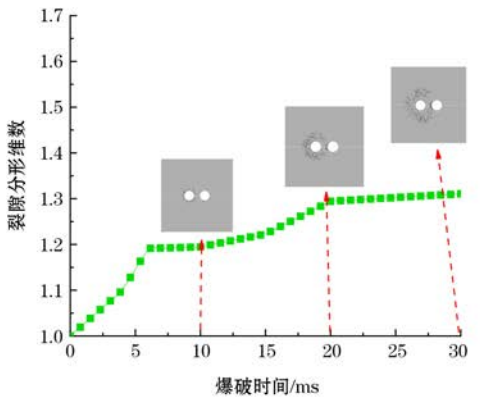
Fig.5 The variation law of *PPV* value of rock mass around roadway with blasting time at different rising time

3.3 爆破作用下邻近巷道分形维数

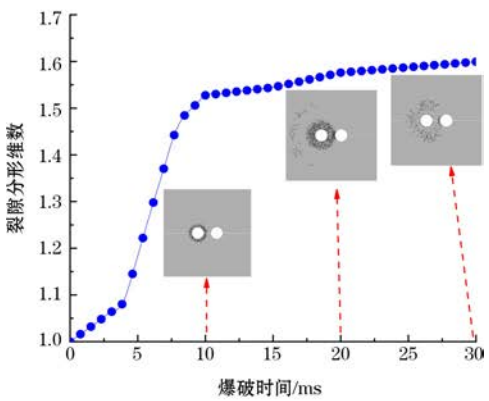
采用 BBM 对爆破过程进行模拟,可以直观展现巷道周围裂隙的动态演化过程,图 6 展示了爆破过程中巷道周围裂隙的演化规律。对于不同的爆破载荷上升时间,巷道周围裂隙分形维数都经历了从急剧增加到缓慢增加的过程,裂隙分形维数最初时刻为 1。爆破载荷的上升时间越短,相应的裂隙分形维数急剧增加的时间也就越短。例如,上升时间为 10 μs 时,裂隙分形维数急剧增加的时间段介于 0～6.5 ms 之间,裂隙分形维数从 1 增加到了 1.2 左右;而上升时间为 100 μs 时,裂隙分形维数急剧增加的时间点则介于 0～10 ms 之间,裂隙分形维数从 1 增加到 1.58 左右。

爆破载荷上升时间对巷道周围裂隙分形维数的影响如图 7 所示。随着上升时间从 10 μs 提高到 50 μs,巷道裂隙分形维数在不同时间阶段的变化表现出显著的差异。具体而言,在爆破时间 5 ms 之前,无论上升时间为 10 μs、50 μs 还是 100 μs,裂隙分形维数的变化趋势相对接近,差异不大。这可能是因为在爆破初期,爆破波的传播还未对巷道周围的裂隙结构产生显著影响,裂隙分形维数的变化尚处于一个相对平稳的状态。然而,在爆破时间超过 5 ms 后,随着上升时间的不同,裂隙分形维数的变化趋势开始明显分化。另外,从裂隙分形维数最终变化的结果上看,较高的爆破载荷上升时间对于巷道围岩损伤更为不利,爆破时间为 30 ms 时,上升时间为 100 μs 的裂隙分形维数达到 1.623 6,上升时间为 50

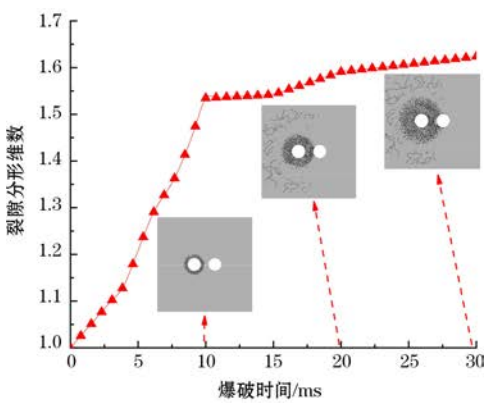
μs的裂隙分形维数达到1.599 3,上升时间为10 μs的裂隙分形维数仅为1.310 7。因此,在进行工程施工时,根据爆破设计的需求,可以通过调节上升时间来控制裂隙的扩展模式。短上升时间适合需要快速破坏的情况,而长上升时间则适用于需要更均匀、破坏程度更大的情况。



(a) 上升时间 10 μs



(b) 上升时间 50 μs



(c) 上升时间 100 μs

图6 巷道周围裂隙分形维数随爆破上升时间的变化规律

Fig.6 The variation law of the fractal dimension of fractures around the roadway with blasting rise time

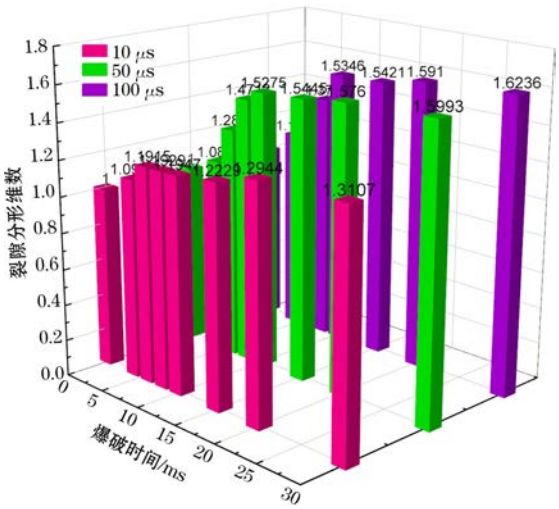


图7 爆破上升时间对巷道周围裂隙分形维数的影响

Fig.7 Effect of blasting rise time on fractal dimension of fractures around roadway

4 结论

(1) 通过现场监测,爆破振动对邻近巷道的中上部位影响最大,进行爆破作业时,需重点关注该部位围岩的稳定性。

(2) 通过数值模拟的方式,对比了不同爆破上升时间对邻近巷道围岩动力响应的影响。结果表明,较短的上升时间会导致爆破波能量集中释放,围岩振动速度峰值较高但衰减迅速;而较长的上升时间则使能量分布更加均匀,振动速度峰值虽较低但持续时间更长,对围岩的累积损伤更为显著。

(3) 通过裂隙分形维数的演化规律,揭示了爆破载荷对围岩损伤的阶段性特征。爆破初期,裂隙分形维数急剧增加,随后进入缓慢增长阶段。爆破上升时间越长,裂隙扩展范围越大,分形维数最终值越高,表明长爆破上升时间更易引发围岩大范围损伤,对巷道长期稳定性不利。

(4) 通过应力波传播路径与质点峰值振速(PPV)分布规律,对于需快速、高效爆破的工程,可采用短上升时间以集中能量;对于需减少围岩损伤的场景,应控制上升时间并优化装药结构参数,同时结合监测数据动态调整爆破方案,以平衡施工效率与邻近巷道的安全性。

参考文献(References):

[1] 李云燕,蔡欣珂,王艳红.我国城市深部地下空间开发挑战与发展战略[J].地下空间与工程学报,2025,21(1):1-15+69.

LI Yunyan, CAI Xinke, WANG Yanhong. Challenges and strategies of urban deep underground space development in China[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering,2025,21(1):1-15+69.

[2] 徐杰,李祥龙,王建国,等.露井联采台阶爆破对井下巷道振动的影响[J].高压物理学报,2025,39(5):87-104.
XU Jie, LI Xianglong, WANG Jianguo, et al. Effect of bench blasting on vibration in underground roadways during open pit-underground combined mining[J]. Chinese Journal of High Pressure Physics,2025,39(5):87-104.

[3] 陈忠云.深基坑爆破开挖对邻近既有隧道结构影响的动力分析[D].重庆:重庆交通大学,2014.
CHEN Zhongyun. Dynamic analysis of the influence of blasting excavation of deep foundation pit on adjacent existing tunnel structure[D]. Chongqing: Chongqing Jiaotong University,2014.

[4] 俞祥杰,陈晨,张羽,等.深埋巷道的爆破开采活动对邻近巷道稳定性影响研究[J].中国矿业,2022,31(4):140-145.
YU Xiangjie, CHEN Chen, ZHANG Yu, et al. Study on the influence of blasting mining activities of deep roadway on the stability of adjacent roadway[J]. China Mining Magazine,2022,31(4):140-145.

[5] 毛翔,何成龙,陈大勇,等.主动围压下岩石爆破裂纹扩展及邻近巷道动态响应[J].兵工学报,2024,45(12):4323-4338.
MAO Xiang, HE Chenglong, CHEN Dayong, et al. Rock blasting crack propagation and dynamic response of adjacent roadway structure under active confining pressure[J]. Acta Armamentarii,2024,45(12):4323-4338.

[6] 甘如鲁.爆破对邻近隧巷工程的影响分析及其控制研究[D].长沙:中南大学,2014.
GAN Rulu. Analysis of the influence of blasting on adjacent tunnel engineering and its control research[D]. Changsha: Central South University,2014.

[7] 姜兆华,张永兴,蔡宇.邻近巷道的岩质深基坑开挖影响研究[J].岩石力学与工程学报,2012,31(增刊2):3520-3526.
JIANG Zhaohua, ZHANG Yongxing, CAI Yu. Study on the influence of rock deep foundation pit excavation adjacent to tunnel[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2012,31(Suppl.2):3520-3526.

[8] 马泗洲,蒋海明,周朝兰,等.围压与爆破耦合作用下节理岩体裂纹的扩展行为与影响因素[J].爆炸与冲击,2025,45(6):6-23.
MA Sizhou, JIANG Haiming, ZHOU Chaolan, et al. Study of cracking behavior and influencing factor for jointed rock mass under the coupling effect of confining pressure and blast[J]. Explosion and Shock Waves,2025,45(6):6-23.

[9] 张建国,杨文,汪海波,等.层理面与炮孔夹角对隧道光面爆破效果的影响[J].工程爆破,2025,31(1):24-33.
ZHANG Jianguo, YANG Wen, WANG Haibo, et al. The influence of angle between the bedding plane and borehole on smooth blasting effect of tunnels[J]. Engineering Blasting,2025,31(1):24-33.

[10] 许鹏,杨仁树,陈程,等.岩石爆破基础理论研究进展与展望Ⅲ:波纹关系[J].工程科学学报,2025,47(1):1-12.
XU Peng, YANG Renshu, CHEN Cheng, et al. Advancements and future prospects in the fundamental theories of rock blasting research Ⅲ: interaction mechanism between blast waves and cracks[J]. Chinese Journal of Engineering,2025,47(1):1-12.

[11] 孙晓刚,司英涛,薛田喜,等.爆破扰动作用下巷道围岩微破裂时空演化规律研究[J].矿业研究与开发,2024,44(7):125-134.
SUN Xiaogang, SI Yingtao, XUE Tianxi, et al. Temporal and spatial evolution of microeracks in surrounding rocks of roadway under blasting disturbances[J]. Mining Research and Development,2024,44(7):125-134.

[12] 常聚才,齐潮,殷志强,等.爆破扰动高应力巷道围岩力学响应特征研究[J].煤炭科学技术,2024,52(6):1-13.
CHANG Jucai, QI Chao, YIN Zhiqiang, et al. Study on the dynamic response characteristics of surrounding rock in high stress tunnel under blasting disturbance[J]. Coal Science and Technology,2024,52(6):1-13.

[13] 余浪浪,王志亮,汪书敏,等.深部隧道爆破开挖诱发围岩损伤与扰动效应数值分析[J].水文地质工程地质,2023,50(5):117-123.
YU Langlang, WANG Zhiliang, WANG Shumin, et al. Numerical analysis of damage and disturbance effect of surrounding rocks induced by deep tunnel blast excavation[J]. Hydrogeology & Engineering Geology,2023,50(5):117-123.

[14] 张程红.邻近隧道爆破施工引起的既有隧道衬砌振动速度阈值分析[D].兰州:兰州交通大学,2009.
ZHANG Chenghong. Vibration velocity threshold analysis of existing tunnel lining caused by adjacent tunnel blasting construction[D]. Lanzhou: Lanzhou Jiaotong University,2009.

[15] 何维.基坑开挖引起的隧道位移多目标优化研究[D].杭州:浙江大学,2023.
HE Wei. Multi-objective optimization of tunnel displacement caused by foundation pit excavation[D]. Hangzhou: Zhejiang University,2023.

[16] 李旭东.高地应力隧道聚能爆破裂纹扩展规律研究[J].铁道建筑技术,2024(10):27-31.
LI Xudong. Research on crack propagation law of concentrated energy blasting in high ground stress tunnel[J]. Railway Construction Technology,2024(10):27-31.

[17] 高亮,姜维亮,张福勇.基于3DEC浅埋段隧道系统锚杆与定向锚杆支护的对比研究[J].交通节能与环保,2023,19(增刊1):52-56.
GAO Liang, JIANG Weiliang, ZHANG Fuyong. Based on the comparative study of 3DEC shallow buried tunnel system bolt and directional bolt support[J]. Transport Energy Conservation & Environmental Protection,2023,19(Suppl.1):52-56.

[18] 周洋洋,高亮,李泰霖,等.基于离散元法确定隧道岩体力学参数研究[J].交通节能与环保,2023,19(3):200-203+208.
ZHOU Yangyang, GAO Liang, LI Tailin, et al. Determination of rock mass mechanical parameters of tunnels based on discrete element method [J]. Transport Energy Conservation & Environmental Protection,2023,19(3):200-203+208.

[19] 张海潮.基于离散单元法的高变质煤岩力学性质研究[D].秦皇岛:燕山大学,2024.
ZHANG Haichao. Study on mechanical properties of high metamorphic coal rock based on discrete element method [D]. Qinhuangdao: Yanshan University,2024.

[20] 雷艺繁.深埋地下洞室双面临空岩体脆性破坏特征与演化机制研究[D].成都:四川大学,2021.
LEI Yifan. Research on brittle failure characteristics and evolution mechanism of double-face empty rock mass in deep underground caverns [D]. Chengdu: Sichuan University, 2021.

[21] 王慧杰.极端条件下油气管道的爆破压力研究[D].杭州:杭州电子科技大学,2023.
WANG Huijie. Study on blasting pressure of oil and gas pipelines under extreme conditions [D]. Hangzhou: Hangzhou Dianzi University,2023.

[22] WALTON G, SINHA S. Advances in bonded block modeling[C]// Proceedings of Bergmekanikdagen. Sweden: Swedish Rock Engineering Association,2020.