

# 基于离散元法的某矿山开采围岩动态力学响应特征研究

邱加冬<sup>1,2,3</sup>, 黄芮<sup>3\*</sup>, 宋丽霞<sup>4</sup>, 朱忠华<sup>3</sup>

1. 新疆雪峰科技集团股份有限公司, 新疆 乌鲁木齐 830000;
2. 河南理工大学能源科学与工程学院, 河南 焦作 454000;
3. 南华大学资源环境与安全工程学院, 湖南 衡阳 421200;
4. 核工业北京化工冶金研究院, 北京 101149



**摘要:**为研究深部环境下爆破扰动对采场围岩的影响,基于离散单元法平台PFC<sup>3D</sup>和南方某硬岩矿山工程现状,构建深孔分段凿岩深部采场数值模型,并设置了5排扇形炮孔,开展了延期爆破数值仿真试验研究。研究表明:不同区域的围岩受多排爆破活动影响而产生的动态力学响应特征不同。采空区两帮围岩颗粒振动速度随炮孔排距的增大呈先增大后减小的趋势;采空区顶板振动在排距超过1.5 m时会显著降低。采空区左帮、台阶面及顶板则在爆破扰动下易发生变形损伤累积,采空区右帮损伤较小。现场试验表明,围岩顶板存在较大围岩冒落风险,左帮局部区域存在明显损伤,与仿真试验结果相似。本研究可为深部矿山爆破扰动引起的围岩损伤分析提供科学依据,并为类似工程提供实践指导。

**关键词:**硬岩矿山;爆破扰动;数值仿真;动力响应;围岩损伤

中图分类号:TD315.3 文献标志码:A 文章编号:1005-2518(2025)05-0996-13 DOI:10.11872/j.issn.1005-2518.2025.05.378  
引用格式:邱加冬,黄芮,宋丽霞,等.基于离散元法的某矿山开采围岩动态力学响应特征研究[J].黄金科学技术,2025,33(5):996-1008. QIU Jiadong, HUANG Rui, SONG Lixia, et al. Research on the Dynamic Mechanical Response Characteristics of Surrounding Rock During Mining in a Mine Based on the Discrete Element Method[J]. Gold Science and Technology, 2025, 33(5): 996-1008.

深部矿产资源开采常依赖钻爆法,但采场围岩在爆破扰动下的变形、振动及失稳严重威胁人员和设备安全,并造成经济损失(谢和平等,2015,2017; Li et al, 2020; Qiu et al, 2021, 2023a; 贺鹏等, 2025)。相较于浅部低地应力环境,深部高地应力导致围岩储能高、初始损伤大(蔡美峰等,2019,2020; 王少锋等,2021; 陈士海等,2022; 蔡小迪等,2025),致灾风险显著提升。因此,研究爆破开采对深部采场围岩

的动态力学响应特征,对保障资源安全高效开采至关重要。

目前,地下岩体工程研究方法主要包括室内试验、理论分析、现场试验和数值仿真。室内试验受限于模型尺寸和材料均匀性(Zhou et al, 2017; Li et al, 2020),难以真实反映深部复杂裂隙围岩和大规模采场环境。经典强度理论(如: Mohr-Coulomb、Hoek-Brown 理论)(Jager et al, 2007; Hoek et al,

收稿日期:2024-11-26; 修订日期:2025-08-14

基金项目:国家自然科学基金项目“考虑热诱导效应的裂隙岩体水力剪切增透机制”(编号:52304091)、中国博士后基金面上项目“交变荷载下深部热储层天然裂隙剪切—渗流机理”(编号:2023M741047)和湖南省教育厅优秀青年项目“遍布节理岩体深埋隧道钻爆开挖下动力响应特征及岩爆机理”(编号:22B0427)联合资助

作者简介:邱加冬(1988—),男,湖南郴州人,副教授,从事金属矿山开采技术研究工作。E-mail:jqd199102@163.com

\*通信作者:黄芮(1996—),女,湖南郴州人,硕士研究生,从事热诱导下裂隙岩体的剪切渗流特性及其本构模型研究工作。E-mail:20232002210083@stu.usc.edu.cn

© Editorial Department of Gold Science and Technology (CC BY-NC-ND)

2019; Qiu et al, 2023b; Li et al, 2024)和矿柱强度经验公式(Merwe, 2003; Esterhuizen et al, 2011)主要基于均质岩石或简单裂隙假设,对深部多裂隙共存、多岩性交互的复杂条件适用性有限。现场试验虽接近实际,但存在成本高、风险大、可重复性低及监测困难等问题,因此针对爆破动力扰动下采场响应的系统性研究较少。数值仿真方法则在模拟复杂岩体环境方面展现出独特优势(Jing, 2003; Lisjak et al, 2014; Jayasinghe et al, 2019),其中,有限元法(FEM)擅长处理连续介质中的应力波传播和变形问题(Potyondy et al, 2004; Zhang et al, 2017),但在精确表征裂隙起裂、扩展及非连续破坏过程方面存在局限性。相比之下,离散元法(DEM)天然适用于模拟非连续材料的力学行为(Daphalapurkar et al, 2011; Jayasinghe et al, 2019),其显式算法高效,无需预设复杂本构模型,并能够有效耦合复杂裂隙网络(DFN)模拟大规模裂隙岩体的破坏演化(Qiu et al, 2023b),在分析动力条件下裂纹萌生与扩展方面具有显著优势(Vesga et al, 2008; Li et al, 2018)。混合方法也展现出应用潜力(Pierce et al, 2012; Qiu et al, 2020)。尽管如此,现有研究多聚焦于静态环境下围岩的流变、坍塌及矿柱失稳,对爆破应力波等动力扰动下邻近围岩的动态响应机制,基于有限元法分析了人工假顶、充填体等的抗爆破冲击性能(刘超等, 2024; 姚炳金等, 2024),但对围岩的损伤演化和破坏分析还不够直观、明确。

针对深部复杂裂隙围岩及多岩性共存条件下,爆破动力扰动引发围岩动态响应与损伤演化机制研究相对薄弱的关键词,以我国南方某典型硬岩矿山作为工程背景,基于离散单元法(DEM)平台PFC<sup>3D</sup>,构建深部采场精细化数值模型,再现多排延期爆破动态过程。本研究将重点揭示围岩在爆破扰动下的动力响应特征(包括振动传播规律、多排叠加效应及排距影响)、变形与损伤累积演化机制,以及高地应力与爆破扰动的耦合致灾效应,旨在弥补相关研究空白,为深部硬岩矿山安全爆破设计与灾害防控提供科学依据。

## 1 研究方案

### 1.1 工程概况

某地下硬岩矿山浅层地表资源枯竭,为解决其

深部开采问题,保障资源接续性,矿山计划采用深孔分段凿岩爆破法对深部岩层进行开采。该矿山深部矿体矿脉整体呈急倾斜分布,呈现出上下端狭窄、中部宽大的分布特点(图1)。矿脉倾向为 $80^{\circ}\sim 90^{\circ}$ 。矿体内通常赋存有一条宽度约为2 m的破碎带,且走向与矿脉走向近一致。为研究深孔爆破采矿方法在深部的破岩效率和稳定性等问题,拟在深部开展深孔分段凿岩爆破法采矿。其中,中段高度为50 m,分段高度为14~15 m,顶部留有6 m顶柱,采场长度为40~80。图1所示为简化的试验采场示意图。在埋深为450 m的区域,最大水平、最小水平及垂直地应力分别为22.45, 8.22, 13.91 MPa。由于破碎带易塌孔,且不利于岩体爆破,在实际开展爆破工程时,先进行注浆,将分段中破碎带内岩体全部固结。基于现场取样和室内单轴压缩测试,获取了围岩、矿体和注浆后破碎体的统计力学参数,如表1所示。其中,围岩的单轴抗压强度、弹性模量和泊松比分别为62.9 MPa、13.7 GPa和0.21,矿体的单轴抗压强度、弹性模量和泊松比分别为42.6 MPa、9.2 GPa和0.25,其他材料参数见表1。

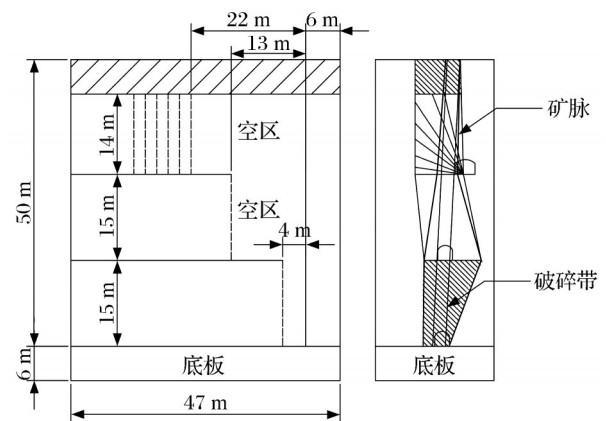


图1 深部采场简化示意图

Fig. 1 Simplified schematic diagram of deep stope

### 1.2 三维数值模型

数值仿真模型采用颗粒流仿真平台PFC<sup>3D</sup>进行建模。由于离散单元法能够独立展示岩体的裂纹扩展及岩体变形,其在分析围岩破裂及其致灾过程方面具有较大优势。为此,许多学者选用离散单元法开展围岩稳定性分析。PFC<sup>3D</sup>是经典离散单元仿真平台,其在计算过程中不需预置材料的本构模

表1 岩体材料宏观力学参数  
Table 1 Macroscopic mechanical parameters of rock mass materials

材料	抗压强度/MPa		弹性模量/GPa		泊松比	
	试验结果	数值结果	试验结果	数值结果	试验结果	数值结果
围岩	62.90	65.3	13.70	14.50	0.21	0.22
矿体	42.60	44.1	9.20	10.00	0.25	0.28
破碎体	5.45	-	6.16	-	0.32	-
注浆后破碎体	32.40	31.0	35.97	35.18	0.203	0.21

型,颗粒之间的运动遵循牛顿第二定律。因此,在计算复杂的动力问题(如围岩爆破响应)时也具有较大优势。如图2所示,在PFC<sup>3D</sup>中,岩体的力学行为及其构成可由颗粒以及颗粒之间的线性接触和黏结等表征。在本研究中,平行黏结模型被用来模拟岩体的力学行为。平行黏结模型假设颗粒介质之间存在一定的黏结,并通过黏结来传递力和力矩(Qiu et al, 2020)。当黏结上的法向应力或剪切应力达到其法向强度或剪切强度时,黏结会发生破坏,并在破坏位置产生新的裂纹。黏结上的最大法向应力和剪切应力如式(1)所示。

$$\begin{cases} \bar{\sigma}_{\max} = \frac{\bar{F}_n}{A} + \frac{|\bar{M}_b|\bar{R}}{I} \\ \bar{\tau}_{\max} = \frac{|\bar{F}_s|}{A} + \frac{|\bar{M}_t|\bar{R}}{J} \end{cases} \quad (1)$$

式中: $\bar{F}_n$ 和 $\bar{F}_s$ 分别为黏结上法向力和剪切力; $\bar{M}_b$ 和 $\bar{M}_t$ 分别为弯矩和扭矩。 $I$ 和 $J$ 分别为平行黏结的惯

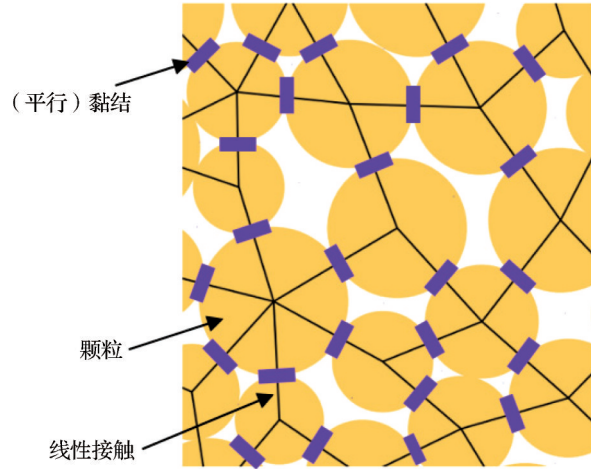


图2 岩体基本构成示意图

Fig. 2 Schematic diagram of basic composition of rock mass

量矩和极惯性矩; $\bar{R}$ 为黏结横面积半径。

所构建的深部采场数值仿真模型如图3所示。模型采用梯度式建模,对于重点爆破区域,颗粒进行加密处理,颗粒半径为0.15~0.20 m;对于其他矿脉区域,颗粒半径为0.2~0.3 m,远端围岩半径为0.3~0.4 m。其中,顶板处的破碎带岩体未做加固处理,材料参数设置如表1所示。各分段处的破碎带岩体采用注浆加固。数值模型尺寸为23 m×47 m×56 m。其中,在采场下方还留有厚度为6 m的围岩,以便于地应力加载。模型边界均采用黏性边界,以吸收爆破波造成的边界反射。在正式开始爆破前,

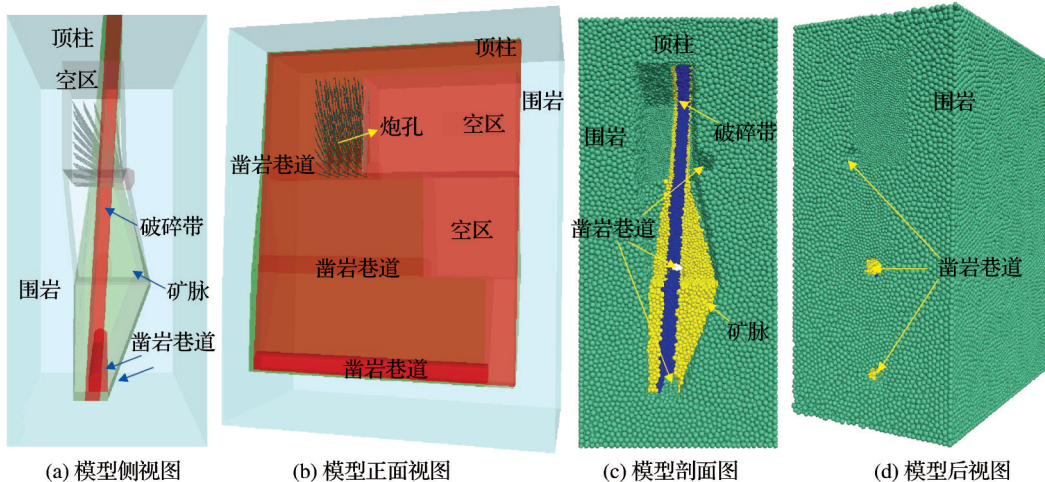


图3 深部采场三维数值模型示意图

Fig. 3 3D numerical model diagrams of deep stope

岩层地应力会均匀施加在模型边界处。此外,在执行正式测试前,通过一系列单轴压缩标定程序,对数值材料和室内试验材料的力学参数进行详细对比。表1为标定后数值材料和室内试验材料的宏观力学参数,可以看出,几乎所有指标数值结果与室内试验结果的标定误差均小于10%,这说明标定后的围岩、矿体及注浆后破碎体能够充分反映真实工程情况。对应的数值模型微观材料参数列于表2中。

模型内部通过设定固定大小的颗粒来形成炮孔单元。基于颗粒膨胀法,将炮孔中的微炮孔单元

按一定爆轰速度逐渐膨胀,便可实现特定爆破波的加载,如图4所示。爆破采用5排延期起爆,每排之间间隔 25 μs,爆破方式为孔底起爆。由于PFC<sup>3D</sup>只能通过预先设定爆炸力的方式来模拟爆破过程,为此,在正式开展采场爆破时,先基于有限单元法Ls-dyna构建单炮孔模型,并获取65 mm孔径下炸药爆炸时孔壁上瞬间产生的爆破应力波。其中,炮孔按耦合连续装药方式装载,炸药为硝铵炸药。炸药密度设置为0.9 g/cm<sup>3</sup>,爆破孔径为65 mm,排距为1.3 m,孔底距为1.8 m。图5所示为微单元炸药爆破产生的爆炸应力波。爆破模拟过程设定在第一分段。

表2 数值岩体微观力学参数

Table 2 Micro-mechanical parameters of numerical rock mass

材料	摩擦系数	线性接触			黏结			
		阻尼	模量 $E_c$ /GPa	刚度比 $(k_n/k_s)$	模量 $\bar{E}$ /GPa	刚度比 $(\bar{k}_n/\bar{k}_s)$	法向强度/MPa	黏结力/MPa
围岩	0.932	0.0157	1.9	0.49	1.9	0.49	22	22
矿体	0.710	0.0157	1.0	0.50	1.0	0.50	15	15
注浆后破碎体	0.710	0.0157	35.0	4.00	35.0	4.00	11	11

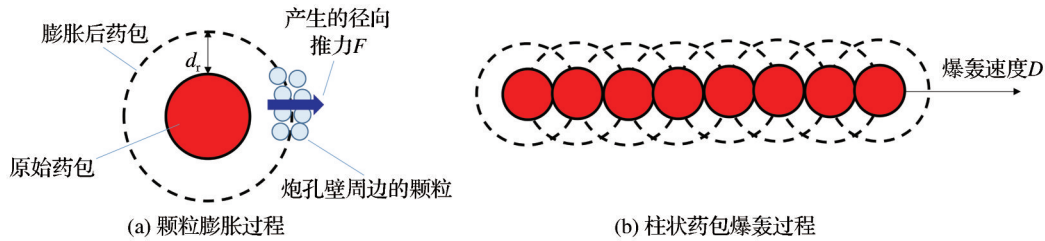


图4 PFC<sup>3D</sup>内爆破原理

Fig. 4 Internal blasting principle of PFC<sup>3D</sup>

## 2 围岩动力响应特征

### 2.1 围岩动力响应过程

根据爆破力学及应力波传播理论,单个柱状药包爆破对周围岩体产生的应力可近似为多个微小单元药包依次爆破产生的总应力。如图6(a)所示,当柱状药包从O点向B点进行爆轰时,每个微长度dl均会先后产生球面的应力波,这些应力波不断地向周边进行辐射和传播,将会形成多个波阵面。越靠近柱状药包终点B这些波阵面组成的动态力场越密集,整体呈上密下宽的卵状椭圆形分布。其中,任意微单元爆破时产生的波阵面半径可用式(2)表征。类似地,对于多排炮孔延期爆破,后排炮孔爆破过程,其药柱初始起爆时间相对第一排时存在一

定的时间差。因此,对于后续多排炮孔中,任意微单元药柱爆破产生的波阵面半径  $R'_n$  可用式(3)表示。当爆破产生的波阵面遇到自由面或岩石结构面时,由于传播介质的差异,在自由面处,便会产生反射的纵波(RP)和剪切波(RS),如图6(b)所示。同时,由于反射压缩波与反射剪切波传播速度的不同,途经区域的岩体内也会造成多次动力响应。

$$\begin{cases} R_n = c(t - \frac{l_{ON}}{c'}), t > \frac{l_{ON}}{c'} \\ R_n = 0, t \leq \frac{l_{ON}}{c'} \end{cases} \quad (2)$$

$$\begin{cases} R'_n = c(t - \frac{l'_{ON}}{c'} - \Delta t_{起爆}), t > \frac{l_{ON}}{c'} + \Delta t_{起爆} \\ R'_n = 0, t \leq \frac{l_{ON}}{c'} + \Delta t_{起爆} \end{cases} \quad (3)$$

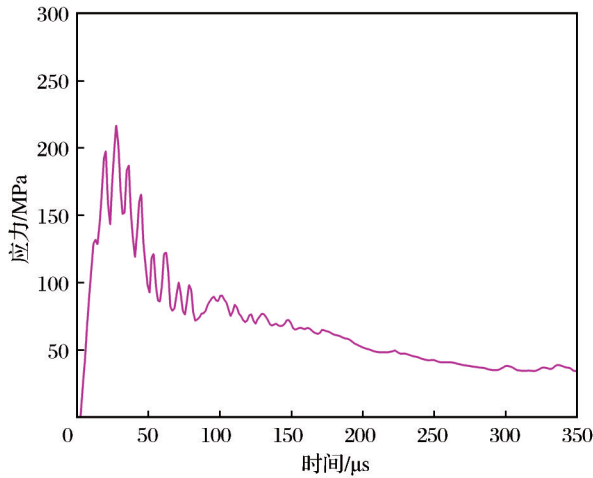


图5 微单元炸药爆破生成的应力波(孔径为65 mm)

Fig. 5 Stress waves generated by micro-unit explosive blasting (diameter of the blaste hole is 65 mm)

式中： $R_n$ 为波振面半径； $l_{ON}$ 为任意微单元 $N$ 与柱状药包起点 $O$ 的距离； $c$ 为波速； $c'$ 为爆轰速度； $l'_{ON}$ 为后排炮孔中任意微单元 $N$ 与该药包起点 $O$ 的距离； $\Delta t_{起爆}$ 为后排药包起爆时间相对于第一排炮孔起爆的时间差。

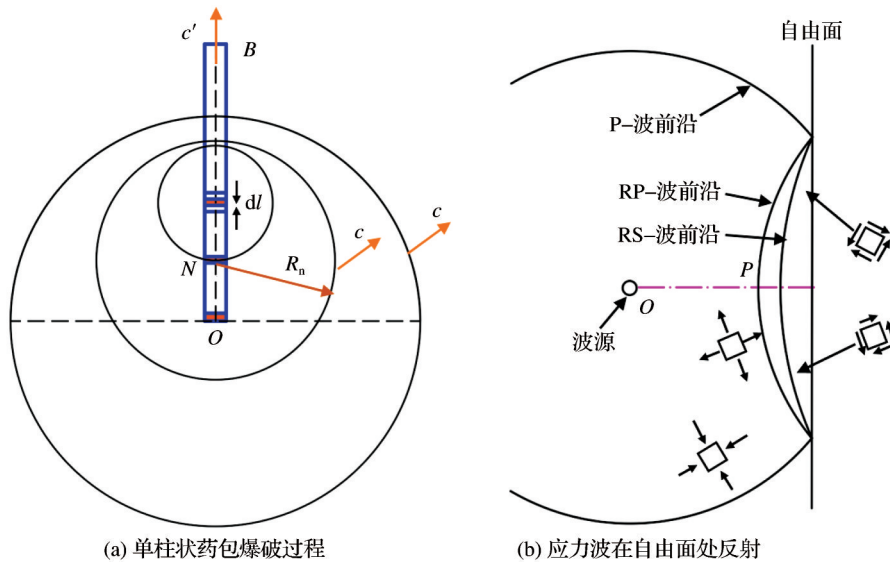


图6 爆破应力波传播示意图

Fig. 6 Propagation diagram of blast stress wave

图8所示为第二排炮孔至第五排炮孔爆破过程。其中,第二排、第三排、第四排和第五排炮孔开始起爆时间分别为25, 50, 75, 100 ms。如图8(a)所示,与第一排炮孔爆破过程类似,第二排至第五排

图7所示为通过透视方法观察到的第一排炮孔爆破过程中颗粒的振动特征。其中,颜色梯度从蓝色、绿色、黄色过渡至红色,表征颗粒振动速度的逐级增强。在 $t=0\sim 0.5$  ms时刻,第一排炮孔底部开始膨胀爆破,其区域附近颗粒振动逐渐增大,周边区域颗粒振动速度超过阈值(0.45 m/s),在爆破应力波传播云图中对应区域呈现红色示踪特征。在 $t=2$  ms左右时刻,第一排炮孔爆破导致的显著颗粒振动( $>0.45$  m/s)逐渐扩散到第五排炮孔附近,其区域周边红色示踪带呈现连续扩散态势。截止到 $t=4.0$  ms左右时刻,颗粒振动逐渐扩散到模型边缘,呈现出下宽上窄的不规则椭圆形膨胀扩张的特点。随后,模型内爆破波的波阵面逐渐分离,并逐渐被模型黏性边界所吸收。在 $t=7$  ms时刻以后,炮孔区域的颗粒振动显著衰减,红色示踪区面积持续缩减并转为其他色阶,且模型内可看到很多分离开的波阵面。在 $t=23$  ms左右时刻,模型内的大多数区域颗粒振动已经非常小,仅有采空区自由面附近及第二分段台阶面有些许红色示踪显著颗粒振动。

炮孔爆破过程也经历了炮孔区的颗粒振动急剧增加,爆破波阵面的显著分离、黏性边界的爆破吸收及波阵面的振动衰减等。同时,当每排爆破结束后,模型内大多数区域的颗粒振动会被耗散掉,仅

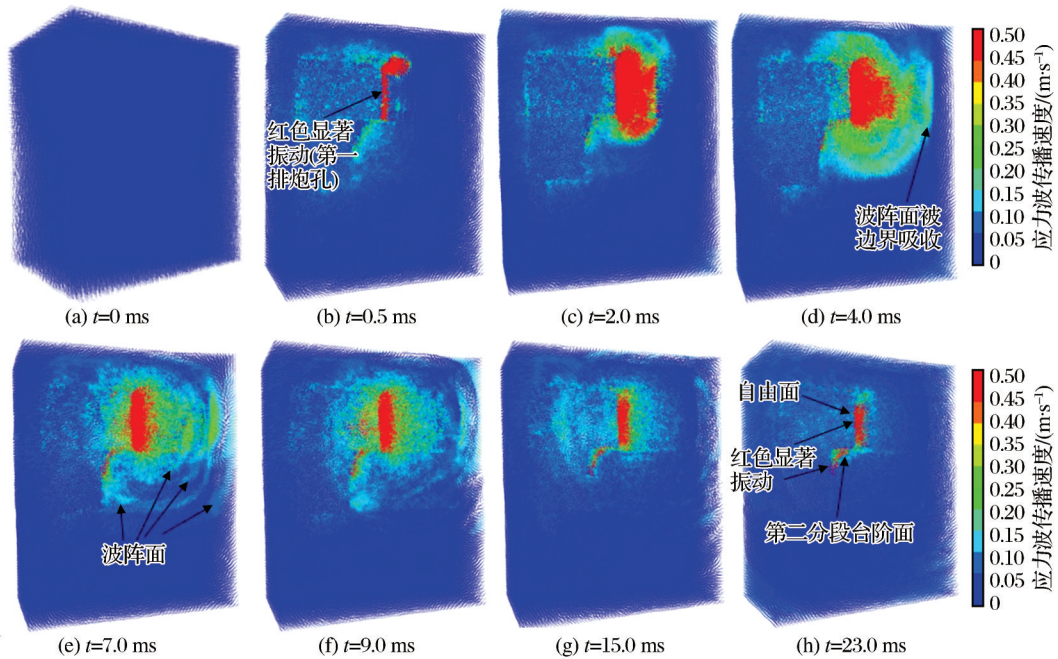


图7 第一排爆破应力波传播云图

Fig. 7 Propagation cloud maps of blasting stress wave for first row

剩炮孔到采空区自由面附近以及第二段台阶面处存在显著的颗粒振动。通过对比发现,在每排爆破开始后一段时间,模型内部的红色显著区范围随排数的增大而增大,例如:在 $\Delta t=0.5$  ms和 $\Delta t=6$  ms时,第五排和第四排模型中的红色区域显著大于第二排和第三排。此外,当每排爆破接近结束时,如:当 $\Delta t=24$  ms时,也可发现台阶面和自由面附近的红色显著颗粒振动范围在增大。这表明,在台阶面及自由面附近,多次延期爆破,会导致其附近岩体发生累积振动和岩体损伤。此外,顶部处在爆破结束也存在零星的显著颗粒振动。

## 2.2 排距对振动传播的影响

图9所示为模型监测点的布置情况。其中,10~22号监测点布置在炮孔顶部的前后两端,分布在顶板破碎带中,并沿矿体走向依次排开,间距为2.5 m。23~29号监测点布置在第一分段采空区右帮处,间距为2.8 m;33~39号监测点布置在第一分段采空区左帮处,间距为2.8 m。图10所示为5排炮孔延期爆破过程监测点处的典型振动特性,该部分数据来源于空区右帮的监测点,记录了垂直方向(即 $z$ 方向)的振动。如图10所示,在每一排炮孔爆破后,监测点内的振动会显著增加,随着时间的推移,又逐渐衰

减到较小的程度。在后续爆破开始后,监测点内的振动又会急剧增加并衰减。由此可以发现,由于排间起爆时间的差异,在后排爆破时,其产生的主要动力扰动作用并没有与前一排产生的主要扰动相互重叠,而是与前一排衰减后残余的动力荷载进行叠加作用。整体上,随着爆破排数的增大,每次颗粒的峰值振动呈现递减的趋势。

取每个监测点3个方向( $x$ 、 $y$ 、 $z$ 方向)振动中历史上最大振动值为峰值振动速度(PPV),并根据监测点与第一阶段岩体暴露面之间的距离,绘制不同位置的峰值振动情况。图11所示为3个区域(顶板、左帮和右帮)不同相对位置的峰值振动速度(PPV)分布示意图。可以看出,在围岩爆破面前端( $>0$  m),随着相对距离的增大,爆破振动整体上逐渐降低,仅局部区域有部分点的振动略有增加;而在围岩爆破面后端( $<0$  m),顶板上的PPV整体表现出较为复杂的变化,但在 $-7.5$  m以后,呈下降趋势。依据《爆破振动安全允许标准》(GB 6722-2014)(中华人民共和国国家质量监督检验检疫总局,2014),地下深孔爆破的主振频率范围为30~100 Hz,矿山隧道和围岩等安全允许振速为0.18~0.30 m/s,取0.25 m/s作为参照值。由此可以确定不同工况下顶板、

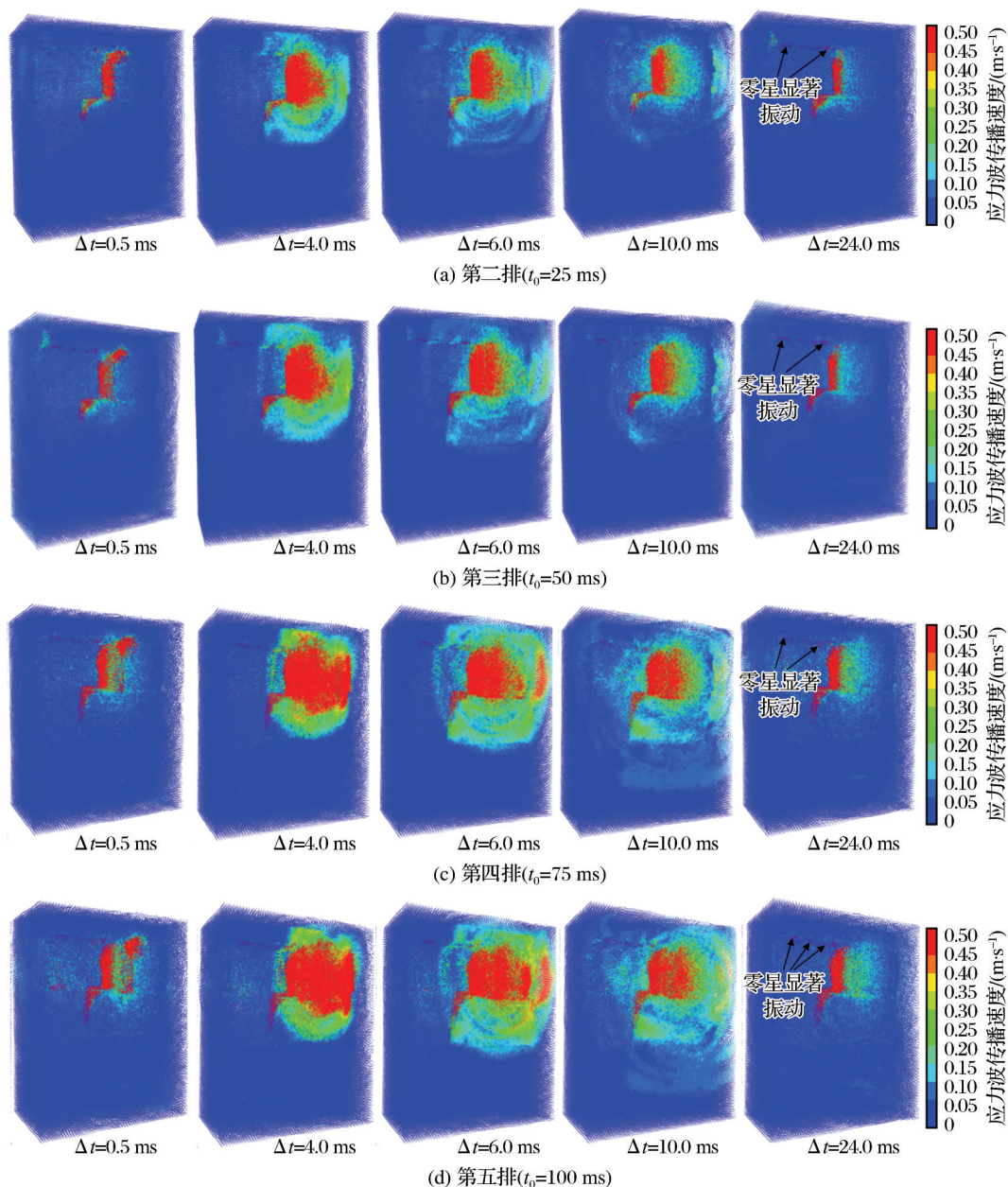


图8 第二排至第五排爆破应力波传播云图

Fig. 8 Propagation cloud maps of blast stress wave from second row to fifth row

左帮及右帮达到安全标准所需的最小安全距离。

保持炮孔参数孔底距为1.8 m,炮孔孔径为65 mm不变,设置不同的炮孔排距(1.0 m、1.3 m、1.5 m和1.8 m),对比采空区爆破时围岩振动响应情况。取5排爆破历程中3个方向振动中的最大值为最大PPV。图12所示为不同排距时采场左帮、右帮和顶板处的最大PPV特征对比。可以看出,对于两帮,最大PPV整体上随排距呈现先增大后减小的变化

趋势;对于左帮,当排距为1.3 m时,最大PPV值达到最高点,其值约为2.63 m/s;对于右帮,当排距为1.5 m时,最大PPV值达到最高点,其值约为2.81 m/s。而对于顶板,当排距为1.0~1.5 m时,虽然最大PPV略有波动,但整体波动较小,在0.05 m/s之内;当排距超过1.5 m以后,最大PPV显著下降,达到最低点,即2.52 m/s。上述结果表明,对于多排延期起爆,炮孔排距对于多排间爆破产生的扰动叠加效应

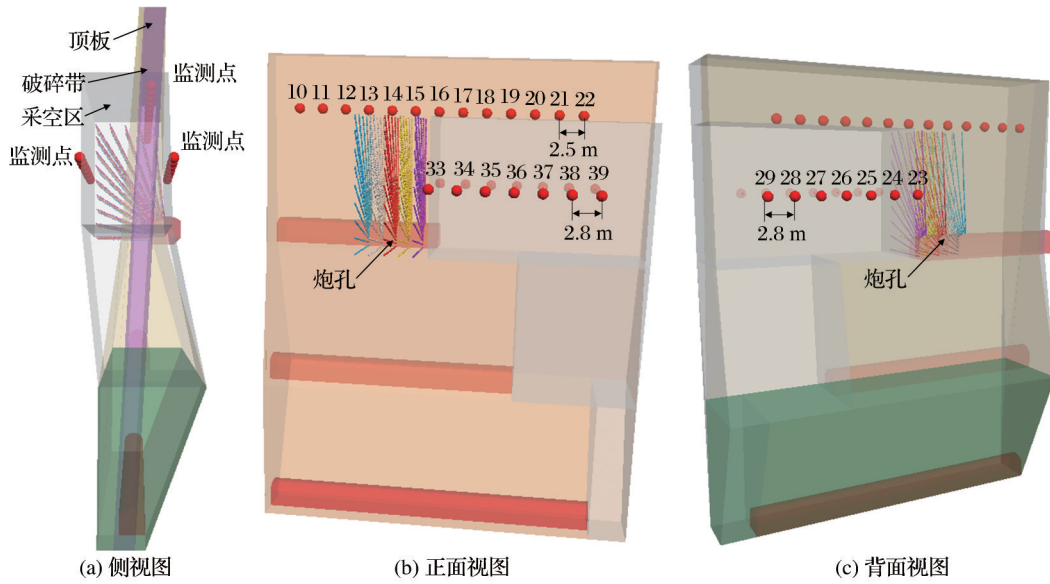


图9 监测点布置示意图

Fig. 9 Layout diagrams of monitoring points

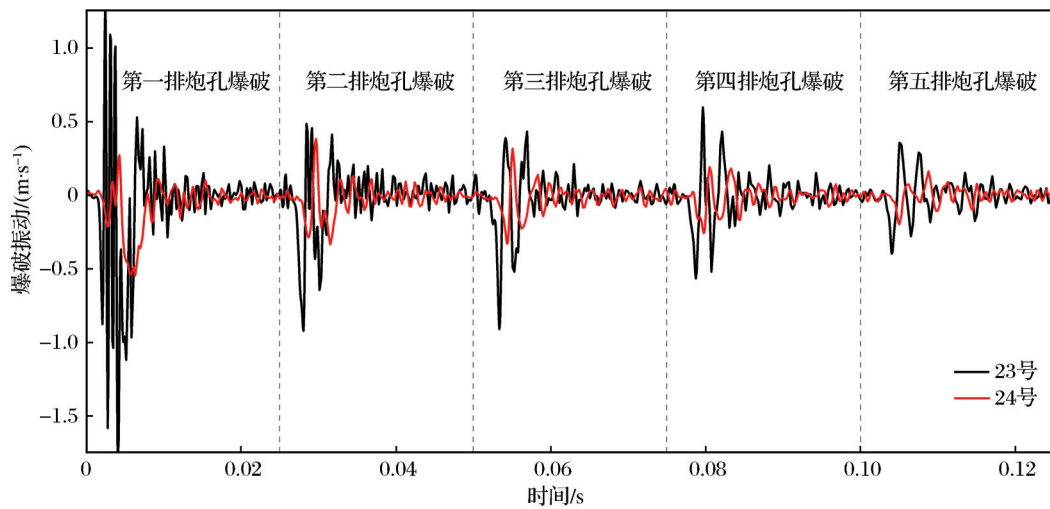


图10 典型振动曲线

Fig. 10 Typical vibration curves

并非单调的递增或递减,而是存在非常复杂的耦合响应机制。其存在临界的排距,使采空区周边围岩振动产生增强效应或衰减效应。

### 3 围岩变形损伤特征

以孔底距为1.8 m、排距为1.3 m和孔径为65 mm的工况为例,图13所示为5排爆破结束后25 ms内模型的位移特征。由图13可知,模型内的位移呈

现出区域化分布。首先,在左帮与前端的围岩及爆破区之间存在一个青色的连接带,用来传递爆破振动及位移。但在左帮损伤破裂带附近,其位移明显大于其他位置,在云图中显示为绿色,位移范围为6~8 mm。而对于顶板,其上零星分散地分布有大量红色的颗粒,这些颗粒位移范围在18 mm以上,与爆破过程围岩振动呈现出相同的特征。

图14所示为第一段爆破后围岩的损伤破坏情况。开挖至目前采场情况下,左侧壁局部有崩落

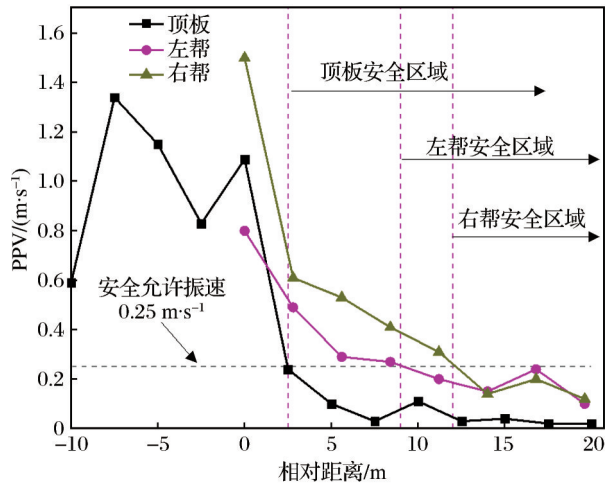


图 11 不同相对位置峰值振动速度(PPV)分布示意图

Fig. 11 Schematic distribution of peak vibration velocity (PPV) at different relative positions

破坏风险,呈条带式走向,与矿脉方向一致(紫色小圆盘为微裂纹);主要集中在第一段采空区左侧壁与第二段左侧,倾向约为70°;损伤带中间延展厚、两端薄。采空区右壁零星有少量岩体损伤,仅在第一、二分段的壁面上有零星分布。随着爆破的进行,左侧损伤带进一步加大,分别朝第一段采

空区上方和第二分段采空区下方发展。上、下2个台阶面均有损伤,主要集中在台阶面的上部,靠近拐角处,上部台阶损伤破坏较为严重,损伤带向内延伸约7.3 m,向下延伸至凿岩巷道处,其中在凿岩巷道上部4.8 m以上损伤更为剧烈,其损伤位置与图8所示的爆破后台阶面存在显著颗粒振动的位置相似。下部台阶面则在台阶拐角处有局部损伤,没有成片的大规模破坏,其位置主要靠近左右两帮。第三分段凿岩巷道几乎没有损伤。在采空区顶板,可见明显损伤,这些围岩损伤整体为离散、随机分布。

#### 4 工业试验结果

2022年在埋深450 m采区启动工业试验。基于数值模拟的预测结果(图12~图14)显示,采场顶板(尤其在破碎带区域)存在离散和随机损伤区,左帮(第一段和第二分段左侧)存在显著的条带状损伤带,表明这些区域存在冒落和损伤风险。为验证模拟结果,在工业试验阶段系统观测了采空区围岩稳定性,现场观测结果与数值模拟预测结果高度吻合。

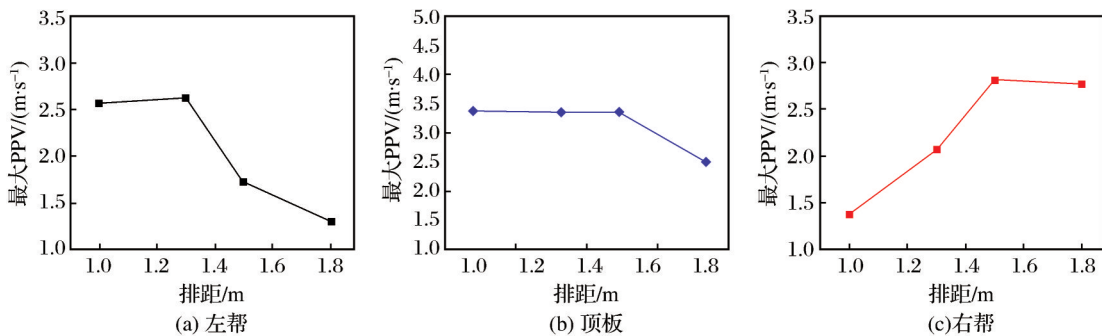


图 12 不同排距最大PPV对比

Fig. 12 Comparison of maximum PPV of different row spacing

(1)顶板稳定性。数值模拟显示顶板存在离散和随机损伤(图14)。现场观察发现,部分区段采场顶部围岩较为稳定,无冒落岩块[图15(a)],故未进行支护;但在顶板破碎带范围内(模拟预测的损伤区),顶板岩层松散性较大,局部存在大量岩块冒落[图15(b)],这与数值模拟预测的顶板(破碎带)随机损伤现象相符。针对此情况,现场采用锚网加固。

(2)左帮损伤。数值模拟显示左帮存在条带式损伤带(图12~图14)。现场在采场第一分层开挖

不远时(对应模拟的第一分段位置),左帮局部观测到已损伤但未剥落的岩块[图15(a)]。这些岩块尺寸不大,呈片状出现,与围岩粘连性高,其位置和片状损伤特征与数值模拟预测的左帮(第一分段附近)条带式损伤带的表现相符。

(3)现场生产实践及数值模拟结果表明,由于采场破碎带的存在,在深部开采中,顶板的随机破裂区较多,应采取一定的支护措施,以防止零星岩块冒落危害人员及设备。左帮则存在一定的损伤

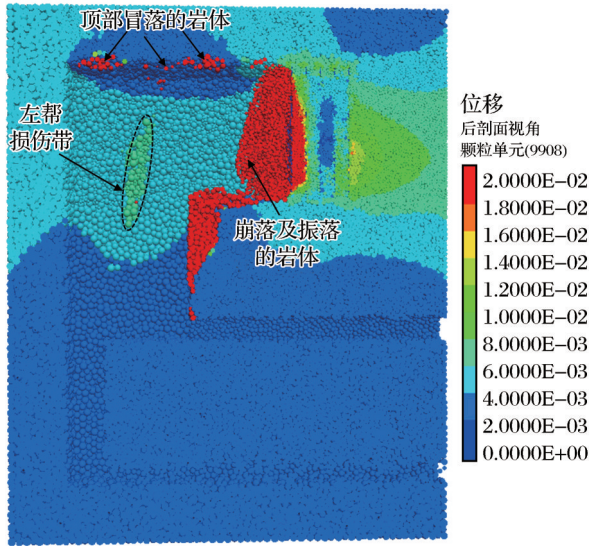


图 13 典型模型位移云图

Fig. 13 Displacement cloud diagram of typical model

区,需要进行一定的加固处理,或将明显的损伤岩块撬除。右侧几乎不存在明显易损伤带,但也仍需尽量降低整体的爆破振动。

## 5 结论

基于颗粒流仿真软件,对硬岩矿山深部采场开采造成的围岩动力响应特征进行了分析,详细探讨了围岩振动响应、波传播、位移特征及变形损伤。得出如下主要结论:

(1)随着排间延期爆破的进行,自由面附近及台阶面处的围岩振动随爆破排数的增加而逐渐累积,顶板处也会零星产生显著的颗粒振动。在爆破过程中,采空区两帮颗粒振动随排距的增大呈现先增加后减小的变化趋势。对于顶板,当排距为1.0~1.5 m时,排距对振动的影响较小;当排距超过1.5 m时,振动显著降低。

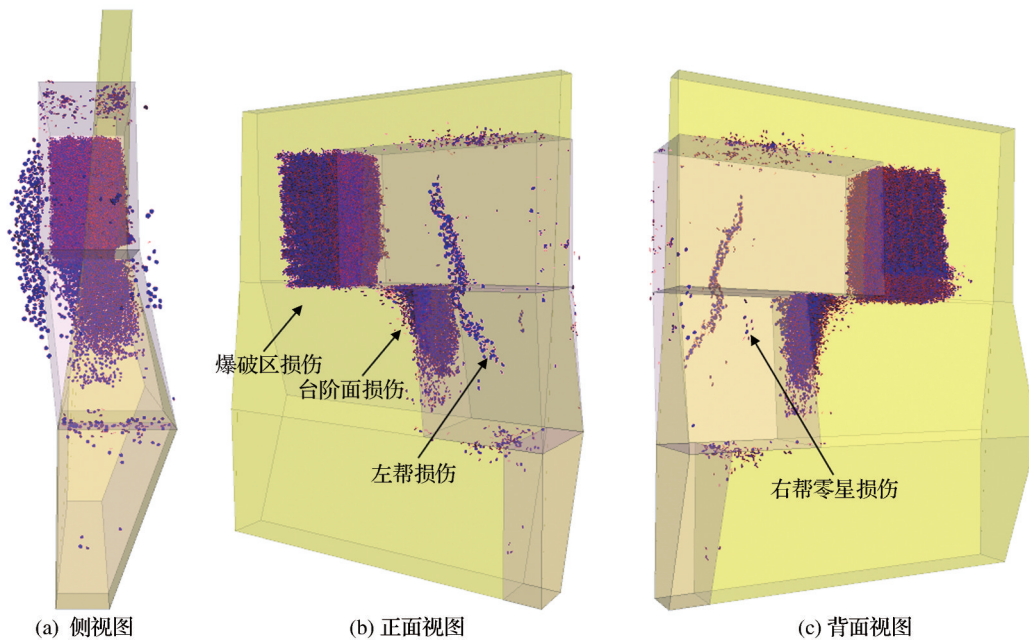


图 14 爆破后围岩损伤情况

Fig. 14 Damage of surrounding rock after blasting

(2)监测点数据分析表明,在多排延期爆破过程中,爆破振动的峰值振动速度(PPV)整体上随爆破排数的增加呈递减趋势,且后续排次的爆破振动主要与前一排衰减后的残余动力荷载叠加作用。

(3)位移特征分析表明,左帮与前端的围岩及爆破区之间存在明显的位移传递带,位移范围为6~8 mm,顶板处则分布有大量位移超过18 mm的

颗粒,与爆破过程中的振动特征一致。

(4)在爆破扰动下,采场顶板、采空区左帮及分段台阶面区域存在明显的损伤破坏,而右帮损伤较小。具体而言,采空区左帮壁面在局部区域存在明显的损伤破坏带,但由于与岩壁粘连,尚未发生剥落;顶板处则在整个区域内随机、零散地发生岩石冒落。在日常生产中,应对易发生围岩失

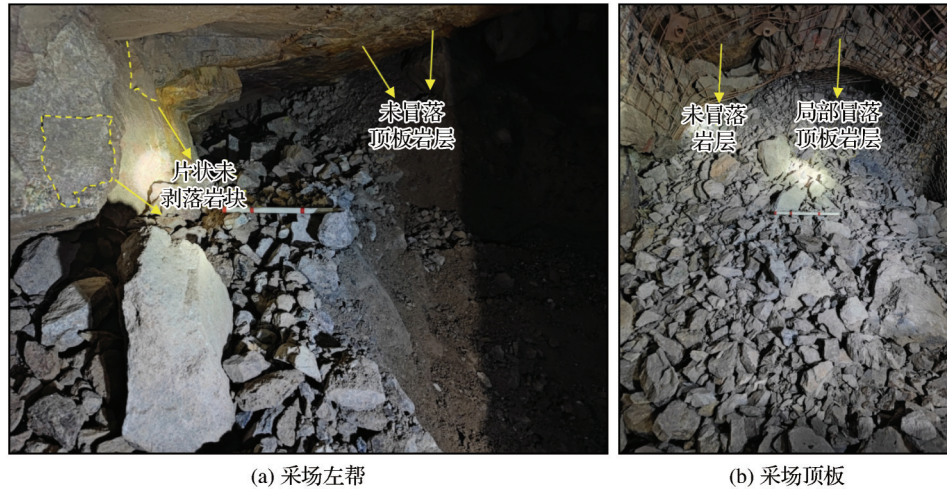


图 15 采空区围岩损伤破坏情况

Fig. 15 Damage and failure of surrounding rock in goaf

注:孔底距为 1.8 m,排距为 1.3 m,炮孔孔径为 65 mm

稳区域进行加固处理,降低爆破扰动引起的灾害风险。

#### 参考文献 (References):

- Daphalapurkar N P, Ramesh K T, Graham-Brady L, et al, 2011. Predicting variability in the dynamic failure strength of brittle materials considering pre-existing flaws [J]. *Journal of the Mechanics and Physics of Solids*, 59(2):297-319.
- Esterhuizen G S, Dolinar D R, Ellenberger J L, 2011. Pillar strength in underground stone mines in the United States [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 48(1):42-50.
- Hoek E, Brown E T, 2019. The Hoek-Brown failure criterion and GSI-2018 edition [J]. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 11(3):445-463.
- Jager J C, Cook N G W, Zimmerman R W, 2007. *Fundamentals of rock mechanics* [M]. New York: John Wiley & Sons.
- Jayasinghe L B, Shang J L, Zhao Z Y, et al, 2019. Numerical investigation into the blasting-induced damage characteristics of rocks considering the role of in situ stresses and discontinuity persistence [J]. *Computers and Geotechnics*, 116:103207.
- Jing L, 2003. A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40(3):283-353.
- Li H, Pel L, You Z J, et al, 2024. Stress-dependent instantaneous

cohesion and friction angle for the Mohr-Coulomb criterion [J]. *International Journal of Mechanical Sciences*, 283:109652.

- Li X B, Qiu J D, Zhao Y Z, et al, 2020. Instantaneous and long-term deformation characteristics of deep room-pillar system induced by pillar recovery [J]. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 30(10):2775-2791.
- Li X F, Zhang Q B, Li H B, et al, 2018. Grain-based discrete element method (GB-DEM) modelling of multi-scale fracturing in rocks under dynamic loading [J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 51(12):3785-3817.
- Lisjak A, Grasselli G, 2014. A review of discrete modeling techniques for fracturing processes in discontinuous rock masses [J]. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 6(4):301-314.
- Merwe J V D, 2003. New pillar strength formula for South African coal [J]. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 103(5):281-292.
- Pierce M E, Fairhurst C, 2012. Synthetic rock mass applications in mass mining [C]// *Proceedings of the 12th ISRM Congress*. Beijing: ISRM.
- Potyondy D O, Cundall P A, 2004. A bonded-particle model for rock [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 41(8):1329-1364.
- Qiu J D, Li D Y, Li X B, et al, 2020. Numerical investigation on the stress evolution and failure behavior for deep roadway under blasting disturbance [J]. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 137:106278.

- Qiu J D, Li X B, Li D Y, et al, 2021. Physical model test on the deformation behavior of an underground tunnel under blasting disturbance [J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 54(1):91-108.
- Qiu J D, Xie H P, Zhu J B, et al, 2023a. Dynamic response and rockburst characteristics of underground cavern with unexposed joint [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 169: 105442.
- Qiu J D, Zhou C T, Wang Z H, et al, 2023b. Dynamic responses and failure behavior of jointed rock masses considering pre-existing joints using a hybrid BPM-DFN approach [J]. *Computers and Geotechnics*, 155: 105237.
- Vesga L F, Vallejo L E, Lobo-Guerrero S, 2008. DEM analysis of the crack propagation in brittle clays under uniaxial compression tests [J]. *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*, 32(11):1405-1415.
- Zhang X P, Zhang Q, Wu S C, 2017. Acoustic emission characteristics of the rock-like material containing a single flaw under different compressive loading rates [J]. *Computers and Geotechnics*, 83:83-97.
- Zhou Z L, Chen L, Zhao Y, et al, 2017. Experimental and numerical investigation on the bearing and failure mechanism of multiple pillars under overburden [J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 50(4):995-1010.
- 蔡美峰, 薛鼎龙, 任奋华, 2019. 金属矿深部开采现状与发展战略 [J]. *工程科学学报*, 41(4):417-426. Cai Meifeng, Xue Dinglong, Ren Fenhua, 2019. Current status and development strategy of metal mines [J]. *Chinese Journal of Engineering*, 41(4):417-426.
- 蔡美峰, 2020. 深部开采围岩稳定性与岩层控制关键理论和技术 [J]. *采矿与岩层控制工程学报*, 2(3):5-13. Cai Meifeng, 2020. Key theories and technologies for surrounding rock stability and ground control in deep mining [J]. *Journal of Mining and Strata Control Engineering*, 2(3):5-13.
- 蔡小迪, 史秀志, 王衍海, 等, 2025. 破碎矿体回采顺序的应力隔离效应研究 [J]. *黄金科学技术*, 2025, 33(4):764-774. Cai Xiaodi, Shi Xiuzhi, Wang Yanhai, et al, 2025. Study on stress isolation effect of mining sequence in broken orebody [J]. *Gold Science and Technology*, 33(4):764-774.
- 陈士海, 初少凤, 宫嘉辰, 等, 2022. 高地应力下砂岩隧道围岩爆破振动响应研究 [J]. *振动与冲击*, 41(17):73-80, 92. Chen Shihai, Chu Shaofeng, Gong Jiachen, et al, 2022. Blasting vibration response of sandstone tunnel surrounding rock under high ground stress [J]. *Journal of Vibration and Shock*, 41(17):73-80, 92.
- 贺鹏, 安婕, 石少帅, 等, 2025. 基于节理岩体多尺度建模方法的隧道块体垮塌失稳特征与支护优化设计研究 [J]. *岩石力学与工程学报*, 44(5):1204-1218. He Peng, An Jie, Shi Shaoshuai, et al, 2025. Tunnel block collapse instability characteristics and optimized design of targeted support based on multi-scale modeling method [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 44(5):1204-1218.
- 刘超, 王亮, 张帅, 等, 2024. 中深孔爆破对采场人工假顶的影响研究 [J]. *矿业研究与开发*, 44(5):19-24. Liu Chao, Wang Liang, Zhang Shuai, et al, 2024. Influence of medium and deep hole blasting on artificial false roof in stopes [J]. *Mining Research and Development*, 44(5):19-24.
- 王少锋, 李夕兵, 2021. 深部硬岩可切割性及非爆机械化破岩实践 [J]. *黄金科学技术*, 29(5):629-636. Wang Shaofeng, Li Xibing, 2021. Cutting characteristic and non-explosive mechanized rock-breakage practice of deep hard rock [J]. *Gold Science and Technology*, 29(5):629-636.
- 谢和平, 高峰, 鞠杨, 2015. 深部岩体力学研究探索 [J]. *岩石力学与工程学报*, 34(11):2161-2178. Xie Heping, Gao Feng, Ju Yang, 2015. Research and development of rock mechanics in deep ground engineering [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 34(11):2161-2178.
- 谢和平, 高峰, 鞠杨, 等, 2017. 深地科学领域的若干颠覆性技术构想和研究方向 [J]. *工程科学与技术*, 49(1):1-8. Xie Heping, Gao Feng, Ju Yang, et al, 2017. Novel idea and disruptive technologies for the exploration and research of deep earth [J]. *Advanced Engineering Sciences*, 49(1):1-8.
- 姚炳金, 牛明远, 曾令峰, 等, 2024. 基于深孔延期爆破应力场的边孔距的研究 [J]. *爆破*, 41(3):51-59. Yao Bingjin, Niu Mingyuan, Zeng Lingfeng, et al, 2024. Study on edge hole spacing based on stress field of deep hole delay blasting [J]. *Blasting*, 41(3):51-59.
- 中华人民共和国国家质量监督检验检疫总局, 2014. 爆破安全规程: GB 6722-2014 [S]. 北京: 中国标准出版社. General Administration of Quality Supervision, Inspection and Quarantine of the People's Republic of China, 2014. Safety regulations for blasting: GB 6722-2014 [S]. Beijing: China Standards Publishing House.

## Research on the Dynamic Mechanical Response Characteristics of Surrounding Rock During Mining in a Mine Based on the Discrete Element Method

QIU Jiadong<sup>1,2,3</sup>, HUANG Rui<sup>3</sup>, SONG Lixia<sup>4</sup>, ZHU Zhonghua<sup>3</sup>

1.Xinjiang Xuefeng Technology Group Co., Ltd., Urumqi 830000, Xinjiang, China;

2.School of Energy Science and Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo 454000, Henan, China;

3.School of Resources Environment and Safety Engineering, University of South China, Hengyang 421200, Hunan, China;

4.Beijing Research Institute of Chemical Engineering Metallurgy, Beijing 101149, China

**Abstract:** To investigate the influence of blasting disturbances on the surrounding rock of stopes in deep environments, this study developed a numerical model of a deep stope featuring staged longhole drilling, utilizing the discrete element method platform (PFC<sup>3D</sup>) and based on the engineering conditions of a hard rock mine in southern China. A five-row fan-shaped blast hole configuration was designed, and numerical simulations of millisecond-delayed blasting were conducted. The findings indicate that distinct dynamic response characteristics are observed in various zones of the surrounding rock under multi-row blasting conditions. Notably, the particle vibration amplitudes in the goaf sidewalls initially increase and subsequently decrease as the blast hole row spacing increases. Additionally, the vibration of the roof shows a marked reduction when the spacing exceeds 1.5 meters, whereas the row spacing between 1.0 and 1.5 meters has a relatively minor effect. Significant vibration accumulation is anticipated on the bench face and free surface. Cumulative deformation damage is primarily observed in the left abutment, bench face, and roof of the goaf under blasting loads, while the right abutment exhibits minimal damage. A distinct strip-shaped damage zone is evident on the left abutment, and large-scale rock collapse is likely on the bench face. Field validation corroborates substantial collapse risks in the roof strata and localized damage zones in the left abutment, aligning with numerical predictions. This study offers practical guidance for optimizing blasting design and mitigating disaster risks in deep hard rock mining operations.

**Key words:** hard rock mine; blasting disturbance; numerical simulation; dynamic response; surrounding rock damage