

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2026.02.001

多次爆破作用下大跨度裂隙岩体硐室响应特征研究^{*}

张鹏¹, 刘博², 邱贤阳^{1,3}, 沈文博¹, 曹日红¹, 田志刚³, 李小元⁴, 支伟⁴

(1. 中南大学 资源与安全工程学院, 长沙 410083;

2. 长沙矿山研究院有限责任公司 金属矿山安全技术国家重点实验室, 长沙 410012;

3. 深圳市中金岭南有色金属股份有限公司, 深圳 518023;

4. 广西中金岭南矿业有限责任公司, 来宾 546100)

摘要: 在深部开采趋势与“双碳”目标双重压力下, 地下矿山安全生产成为保障国家资源安全的核心环节。目前, 国内有大量地下矿山将大直径深孔采矿法作为主力采矿方法, 在实际生产过程中根据不同矿山的地质条件最大会形成宽度超过20 m的大跨度硐室。面对复杂的地下环境以及频繁的生产爆破作业扰动, 了解大跨度硐室的动态响应特征显得十分重要。以盘龙铅锌矿为工程背景, 通过FEM-DEM耦合数值模拟手段研究了爆源距离、硐室跨度对于上部硐室稳定性的影响。结果表明: (1) 硐室跨度一定时, 随着爆源距离从27.5 m减小到2.5 m, 爆破后硐室周围塑性区块体和破坏裂隙的增幅分别为251.41%和42.12%, 多次爆破作用扰动了硐室的稳定性; (2) 随着爆源距离的减小, 单次爆破作用后剪切破坏和拉剪破坏块体增量的增幅分别为66.25%和373.37%, 块体破坏形式越复杂, 硐室表面PPV越大, 稳定性越弱; (3) 整个爆破周期内, 随着硐室跨度增大, 硐室顶板的“冒落”位移从0.07 cm增大至2.08 cm, 塑性区块体和破坏裂隙增幅分别为195.35%和208.49%, 大跨度硐室稳定性越差; (4) 大跨度硐室在静态开挖后处于弹性能积聚范围更广, 能量水平更高不稳定状态, 在爆破周期内弹性能进一步储存, 使得大跨度硐室有着更高概率发生整体性破坏。研究结论对于地下矿山在爆破设计以及支护工程中具有一定的参考意义。

关键词: 大跨度硐室; 重复爆破; PPV; 节理裂隙; 塑性区; 弹性能

中图分类号: O382; O383; TD853 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2026)02-0001-13

Dynamic Response of Large-span Jointed Rock Mass Chambers Under Repeated Blasting

ZHANG Peng¹, LIU Bo², QIU Xian-yang^{1,3}, SHEN Wen-bo¹,
CAO Ri-hong¹, TIAN Zhi-gang³, LI Xiao-yuan⁴, ZHI Wei⁴

(1. School of Resources and Safety Engineering, Central South University, Changsha 410083, China;

2. State Key Laboratory of Safety Technology of Metal Mines, Changsha Institute of Mining

Research Co. Ltd., Changsha 410012, China; 3. Shenzhen Zhongjin Lingnan Nonferrous

Metals Co., Ltd., Shenzhen 518023, China; 4. Guangxi Zhongjin Lingnan

收稿日期 (Date of reception): 2025-09-20

网络首发日期 (Published online): 2025-12-25

作者简介: 张鹏 (2001-), 男, 云南曲靖人, 硕士研究生, 主要从事岩石动力学问题方面研究, (E-mail) 235511042@csu.edu.cn。

通信作者: 刘博 (1989-), 男, 河南泌阳人, 博士研究生, 主要从事采矿爆破与地压问题方面研究, (E-mail) csu_dliubo@163.com。

基金项目: 国家自然科学基金项目 (52374152); 中国五矿集团有限公司国家重点实验室专项资金项目 (2024GZKJ05); 中国博士后科学基金面上资助 (2024M752145)

About the author: ZHANG Peng (2001-), male, born in Qujing city, Yunnan province, postgraduate student, mainly engaged in the research on rock dynamics research, (E-mail) 235511042@csu.edu.cn.

Corresponding author: LIU Bo (1989-), male, born in Biyang city, Henan province, Ph. D, mainly engaged in research on mining blasting techniques and ground pressure control, (E-mail) csu_dliubo@163.com.

Fund Programs: National Natural Science Foundation of China (52374152), State Key Laboratory Special-Programs of China Minmetals Corporation (2024GZKJ05), General Program of the China Postdoctoral Science Foundation (2024M752145)

Mining Co., Ltd., Laibin 546100, China)

Abstract: Amid the dual challenges of advancing deep mining operations and achieving carbon peak and neutrality targets, maintaining safe production in underground mines has become a critical imperative for national resource security. Many underground mines in China have adopted large-diameter deep-hole mining as their primary production method, forming chambers with spans exceeding 20 meters under site-specific geological conditions. Given the complex underground conditions and recurring dynamic stresses from production blasting, analyzing the dynamic response of large-span chambers is critical. This study uses the Panlong lead-zinc mine as a case study and applies combined FEM-DEM numerical simulations to investigate how blast distance and chamber span affect the stability of the upper chambers. The results demonstrate that: (1) With a constant chamber span, decreasing blast distance from 27.5 m to 2.5 m increases post-blast plastic zone volume and fracture density by 251.41% and 42.12%, respectively, while repeated blasting significantly undermines chamber stability; (2) Reduced blast distances correspond to 66.25% and 373.37% increases in shear and tension-shear failure blocks per blast, evolving failure patterns, intensified peak particle velocity (PPV), and markedly compromised stability; (3) During cyclic blasting, larger spans induce roof displacement growth from 0.07 cm to 2.08 cm due to caving, alongside 195.35% and 208.49% increases in plastic zone volume and fracture density, respectively, progressively weakening large-span chamber stability; (4) Large-span chambers exhibit unstable conditions with extensive elastic energy accumulation at elevated levels post-excavation, where subsequent blasting disturbances promote further energy storage, substantially raising overall collapse risks. These findings provide valuable insights for underground mining operations regarding blasting design and support engineering.

Key words: large-span chambers; repeated blasting; PPV; joints; plastic zone; elastic energy

近年来虽然机械破岩、水力破岩等新型破岩方式发展迅速,但是得益于传统钻爆法破岩具有工艺简单、适应性强、工作效率高、成本低等优点,其仍然作为主要技术手段广泛应用于矿山生产、城市建设等领域^[1]。中国的矿产资源总体上呈现出总量丰富、种类齐全的特点,针对急倾斜厚大矿体的开采,大直径深孔(LDL)采矿法因开采效率高的优点在国内地下矿山得到广泛使用^[2]。在实际应用过程中,一般会施工相当尺寸的凿岩硐室来创造潜孔钻机、遥控铲运机等大型设备进入采场作业的条件,潜孔钻机在凿岩硐室内一次性施工所有下向大直径深孔,分多次后退式侧崩落矿至下部受矿硐室,之后遥控铲运机等无轨设备进行出矿作业。整个作业过程中人员设备均暴露在采场顶板之下,如何确保凿岩硐室的顶板安全和整体稳定性是能否高效应用大直径深孔采矿法的关键所在^[3]。此外,天然岩体中存在着大量不连续面,这些不连续面具有较低的抗拉、抗剪强度,对工程岩体的变形和破坏模式有决定性影响^[4],而爆生应力波和随之产生的爆破振动将不可避免地导致裂隙发育,发生压剪、滑移等破坏^[5],这同样对大跨度硐室的稳定性产生严重影响。因此,如何在保证生产规模的前提下确保大跨度裂隙岩体硐室的稳定性成为矿山从业人员以及科研工作者必须考虑的重要问题^[6]。

目前,大量学者针对爆破作用下地下工程的动态响应特征运用多种手段进行了研究。PPV(质点峰值振速)作为评价地表、地下工程安全的代表性参数得到了广泛的研究^[7],大量学者构建了与爆破参数(爆源距、最大单响药量、装药密度、最小抵抗线、炮孔数目等)相关的PPV预测模型^[8-10];对于频率预测方面来说,基于爆破实测^[11]、量纲理论^[12]、灰色关联分析等理论形成了一系列频率预测的经验公式^[13];而随着计算机技术的不断发展,AI技术成为预测爆破振动PPV和频率的新型手段,通过人工神经网络^[14]、梯度提升决策树^[15]、层次聚类^[16]、支持向量机等单一和复合算法能够得到比经验公式更为准确的预测结果^[17];针对硐室、隧道的动态响应特征的研究,大量学者从理论计算、数值模拟、模型试验以及现场试验等不同角度进行了丰富的讨论:罗军洪等人采用模型试验结合Flac3D数值模拟^[18],讨论了爆炸强度、爆源位置、硐室跨度等因素对大跨度地下硐室抗爆性能的影响;Zhu等人借助AUTODYN和UDEC手段讨论了在不同爆破参数、节理性质、硐室形状等条件下相邻硐室在爆破作用下的动态响应特征^[19];Deng等人同样借助AUTODYN与UDEC的FEM-DEM耦合手段研究了圆形隧道在爆破冲击波作用下损伤区范围、隧道表面PPV变化情况^[20],同时考虑了节理参数、初始应力以及

爆破荷载峰值大小等因素对圆形隧道稳定性的影响;刘永胜等人采用声波法和钻孔窥视法对大跨度硐室爆破开挖过程围岩松动圈进行监测^[21],发现多次爆破作用导致硐室围岩松动圈半径增大,并且松动圈主要在硐室顶板附近,提出大跨度硐室应该重视维护顶板稳定性;Xing等采用3DEC研究了地应力、岩石参数等对断层隧道稳定性的影响^[22];李仁强等人结合现场工程^[23],进行等比例模型试验,分别输入白噪声、EL波和汶川波,研究模型结构频域动力响应的基本规律;Sun等人构建了符合节理分布的交叉试块模型^[24],研究了浅埋节理围岩隧道的变形破坏特征,阐明了预应力锚杆在控制节理围岩稳定性的巨大优势,进一步讨论了预应力锚杆长度和间距对支护效果的影响;魏明尧等人通过二次开发本构模型^[25],模拟频繁扰动作用后巷道围岩的变形和破坏过程,分析扰动次数和埋深因素对围岩破坏特征的影响规律,揭示了频繁扰动造成的围岩冲击破坏的机理;Saikat等人采用3DEC模拟软件研究了爆破荷载作用下完整岩体和节理裂隙岩体的隧道模型的动态响应情况^[26],通过分析隧道模型表面和外围的PPV以及位移发展,以评估爆炸荷载下地下隧道的稳定性。

可以看出,学者们对硐室在爆破扰动下的破坏机理、动态响应特征以及稳定性支护等方面做了大量的研究工作。但是,目前大多数的研究成果仅考虑了单次爆破,并且爆源一般固定在硐室的顶部或两侧。然而,传播到硐室附近的爆炸应力波呈现出多方向、多维度的特点,因此针对其他爆源位置条件下多次爆破作用对硐室稳定性的影响研究还有待加强。此外,虽然已有学者采用了FEM-DEM耦合手段进行了隧道稳定性的研究,但是受限于三维离散元软件的发展不成熟,导致大多数研究局限于二维程度上对该问题进行讨论,这无论是在爆破应力波的模拟和硐室的动态响应方面都存在不足。

因此,针对上述存在的问题,本文以拥有丰富大直径深孔采矿法现场应用经验的盘龙铅锌矿为工程背景,采用LS-DYNA和3DEC的FEM-DEM耦合数值模拟手段讨论了多次底部拉槽爆破作用下爆源距离和硐室跨度对硐室动态响应特征的影响,旨在优化现场爆破设计,同时也能为后续的支护作业提供指导性建议。

1 工程概况

盘龙矿区铅锌矿体主要产于下泥盆统上伦白云岩碳酸盐岩台地相中,属于典型急倾斜薄至厚大低

品位矿体;矿体顶、底板围岩为上伦白云岩,岩石坚硬、稳定性好,整个矿区断层构造和大的节理裂隙不甚发育,层间破碎带胶结良好,岩体完整性较好,总体来说开采条件良好,为大直径深孔侧向崩矿充填采矿法的推广奠定了基础。

合适的采矿方法在应对矿石品位低的难题以及矿山增产提效需求方面显得十分重要,大直径深孔采矿法得益于其生产能力大、效率高、成本低等优点在盘龙铅锌矿得到推广应用。该采矿方法整个回采阶段高近60 m,炮孔深度一般为45~47 m;拉槽时,首先在槽区中央施工一个直径不超过3 m切割天井,之后利用切割天井作为自由面进行扩槽形成侧崩作业时的补偿空间;切割天井从下往上分次爆破,单次拉槽高度6~8 m。见图1。

2 数值模拟

2.1 模拟方法

LS-DYNA是一款同时支持显式和隐式算法的有限元计算软件,不仅能够处理复杂的非线性动力学问题,同样在处理材料行为和边界条件方面具有显著的优越性。在本研究中,考虑到其具有丰富的炸药类型和材料模型(如岩石材料),因此采用LS-DYNA来生成天井拉槽爆破的爆炸应力波。3DEC作为世界上第一款以离散单元法为基础、以处理非连续介质力学问题为目标的三维分析软件,特别适用于因不连续界面导致变形和破坏现象的机制性研究,可以用来计算岩体在受力作用下产生的非连续性变形、应力以及进行相应的稳定性分析。

综合考虑有限元软件LS-DYNA在模拟爆炸应力波方面呈现出的强大能力以及3DEC在处理非连续介质力学问题领域的优势,选择采用LS-DYNA和3DEC的FEM-DEM耦合数值模拟手段来进行研究。

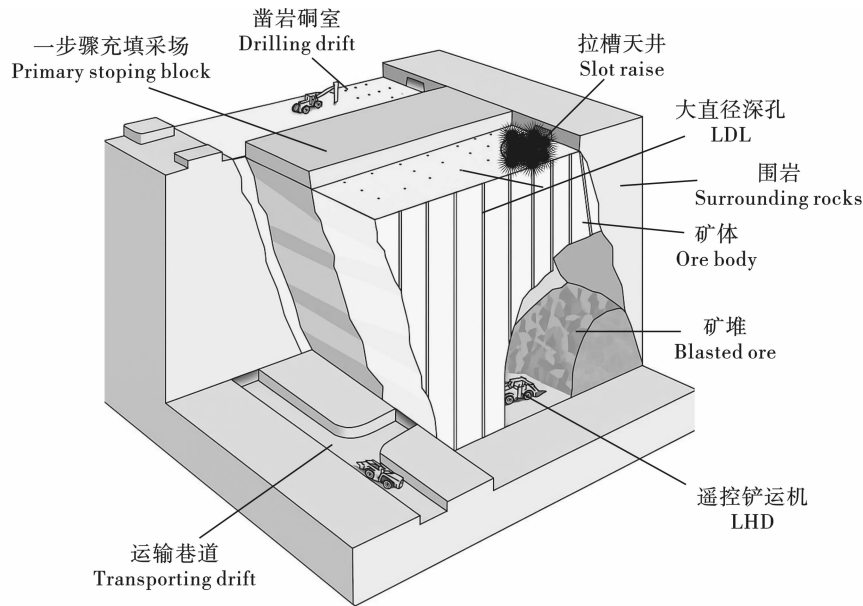
2.2 数值模型

LS-DYNA模型如图3所示。模型尺寸12 m×12 m×18 m,采用四空孔掏槽的炮孔布置方案,天井直径2.5 m,共13个装药孔($Z_1 \sim Z_{13}$),4个空孔($K_1 \sim K_4$)。模型采用六边形网格,分区域划分网格,网格尺寸在4~10 cm范围变化,拉槽区域(3 m×3 m)以最小尺寸划分网格,共划分约330万个网格。整个模型垂直方向上设置固定约束,四周均采用无反射边界条件。

采用ALE算法进行流固耦合分析,炸药和空气采用Euler单元,岩体采用Lagrange单元,两单元之间采用关键字“*CONSTRAINED_LAGRANGE_IN_SOLID”连接。选择广泛用于模拟混凝土和岩石等

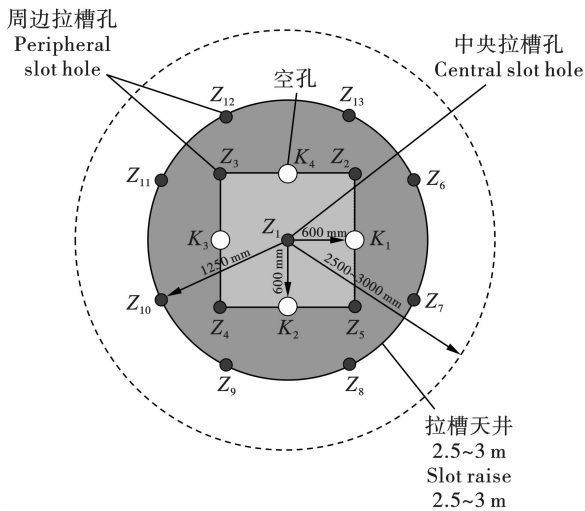
脆性材料的 RHT 材料模型来模拟岩体, RHT 材料参数参考之前学者的研究^[27], 部分岩体参数如下表

所示。见表 1。



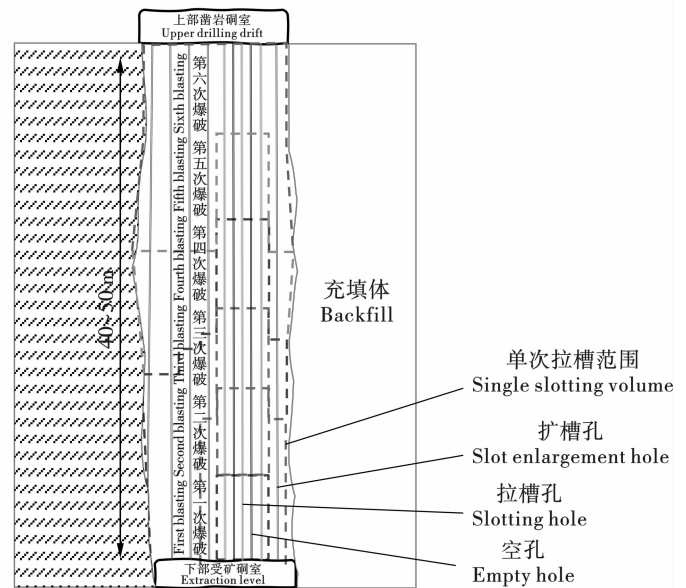
(a) 大直径深孔采矿法

(a) Large-diameter deep-hole mining method



(b) 拉槽天井炮孔布置

(b) Slot raise drilling pattern



(c) 拉槽天井施工流程

(c) Slot raise construction sequence

图 1 工程布置图

Fig. 1 Engineering layout

炸药采用 LS-DYNA 中的 8 号材料“* MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN”进行模拟, 状态方程选择广泛用于模拟爆炸过程中压力和比体积关系的 JWL 状态方程。

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

式中: P 是爆轰产物的压力; V 是比体积; E_0 是

初始内能; A 、 B 、 R_1 、 R_2 和 ω 为材料常量, 炸药的物理力学参数标定如表 2 所示。

对于空气材料来说, 采用 LS-DYNA 中的 9 号材料“* MAT_NULL”进行模拟, 并采用如下状态方程计算压力

$$P_A = C_0 + C_1 \delta + C_2 \delta^2 + C_3 \delta^3 + (C_4 + C_5 \delta + C_6 \delta^2) e_2 \quad (2)$$

式中: P_A 是爆轰产物的压力; e_2 是单位体积内能; δ 是粘性系数; C_0 、 C_1 、 C_2 、 C_3 、 C_4 、 C_5 和 C_6 为材料常量。本研究中,空气视为理想气体 $C_0 = C_1 = C_2 = C_3 = C_4 = 0, C_5 = C_6 = 0.4$,空气密度和初始内能分别为 $1.2 \text{ kg} \cdot \text{m}^{-3}$ 和 $0.25 \text{ J} \cdot \text{m}^{-3}$ 。

表 1 RHT 模型材料参数
Table 1 RHT model material parameters

参数	取值	参数	取值	参数	取值
<i>RO</i> 质量密度 Mass density/($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	3430	<i>ALPHA</i> 初始孔隙率 Initial porosity	1.08	<i>GT</i> * 拉伸屈服面参数 Tensile yield surface parameter	0.4
<i>FC</i> 抗压强度 Compressive strength/MPa	150	<i>PEL</i> 破碎压力 Crush pressure/MPa	115.4	<i>EPSF</i> 侵蚀塑性应变 Erosion plastic strain	2.0
<i>SHEAR</i> 弹性剪切模量 Elastic shear modulus/GPa	17	<i>GAMMA</i> 格鲁尼森系数 Gruneisen gamma	0.0	<i>EPM</i> 最小残余应变 Minimum damaged residual strain	0.02
<i>EOC</i> 参考压缩应变率 Reference compressive strain rate	$3.0\text{E}-5$	A_2 Hugoniot 多项式系数 Hugoniot polynomial coefficient/GPa	49.4	<i>NF</i> 残余面参数 Residualsurface parameter	0.85
<i>EC</i> 断裂压缩应变率 Break compressive strain rate	$3.0\text{E}+25$	<i>EOS B₀</i> 多项式系数 Parameter for polynomial	1.22	D_2 损伤参数 Damage parameter	1.0
<i>BETAC</i> 压缩应变率相关指数 Compressive strain rate dependence exponent	0.0025	<i>EOS T₁</i> 多项式系数 Parameter for polynomial/GPa	43.87	<i>NP</i> 孔隙率指数 Porosity exponent	3
<i>A</i> 破坏面参数 Failure surface parameter	2.50	<i>FS</i> * 相对剪切强度 Relative shear strength	0.07	<i>PCO</i> 压实压力 Compaction pressure/GPa	6
Q_0 罗德角相关因子 Lode angle dependence factor	0.72	<i>FT</i> * 相对拉伸强度 Relative tensile strength	0.0504	A_1 Hugoniot 多项式系数 Hugoniot polynomial coefficient/GPa	43.87
<i>GC</i> * 压缩棉屈服参数 Compressive yield surface parameter	0.85	<i>EOT</i> 参考拉伸应变率 Reference tensile strain rate	$3.0\text{E}-6$	A_3 Hugoniot 多项式系数 Hugoniot polynomial coefficient/GPa	11.63
<i>PFT</i> 拉伸体积塑性应变分数 Volumetric plastic strain fraction in tension	0.001	<i>ET</i> 断裂拉伸应变率 Break tensile strain rate	$3.0\text{E}+25$	<i>EOS B₁</i> 状态方程多项式参数 Parameter for polynomial	1.22
<i>XI</i> 剪切模量折减因子 Shear modulus reduction factor	0.25	<i>BETAT</i> 拉伸应变率相关指数 Tensile strain rate dependence exponent	0.045	<i>EOS T₂</i> 状态方程多项式参数 Parameter for polynomial	0
<i>AF</i> 残余面参数 Residual surface parameter	2.5	<i>N</i> 破坏面参数 Failure surface parameter	0.85		
D_1 损伤参数 Damage parameter	0.025	<i>B</i> 罗德角相关因子 Lode angle dependence factor	0.01		

表 2 炸药模型材料参数

Table 2 Explosive model material parameters

R_0 密度 Density/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	V_D 爆容 Specific gas volume/ ($\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$)	P 爆压 Detonation pressure/ GPa	A 材料常数 Material constants/ GPa	B 材料常数 Material constants/ GPa	R_1 材料常数 Material constants	R_2 材料常数 Material constants	ω 材料常数 Material constants	E_0 初始内能 Initial internal energy/GPa
1210	5660	9.70	214.4	0.182	4.20	0.900	0.150	4.19

考虑到如果直接在 2.5 m 的天井边界处提取速度会存在由于速度太大导致后续在 3DEC 中计算时出现不合理的变形以及内部应力、应变传递失真的

可能性,因此选择在天井边界向外 0.25 m 处设置监测点提取振动速度,并且在之后的 3DEC 建模中将拉槽天井直径设置为 3 m。见图 2、图 3。

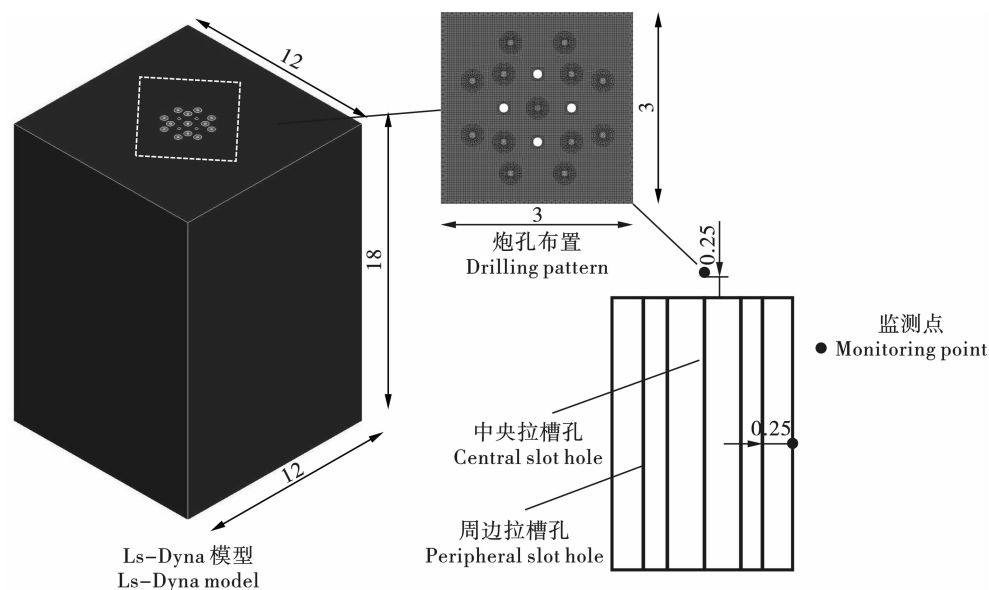


图 2 LS-DYNA 模型和爆炸应力波监测点布置(单位:m)

Fig. 2 LS-DYNA model and layout of blast-induced stress-wave monitoring points(unit:m)

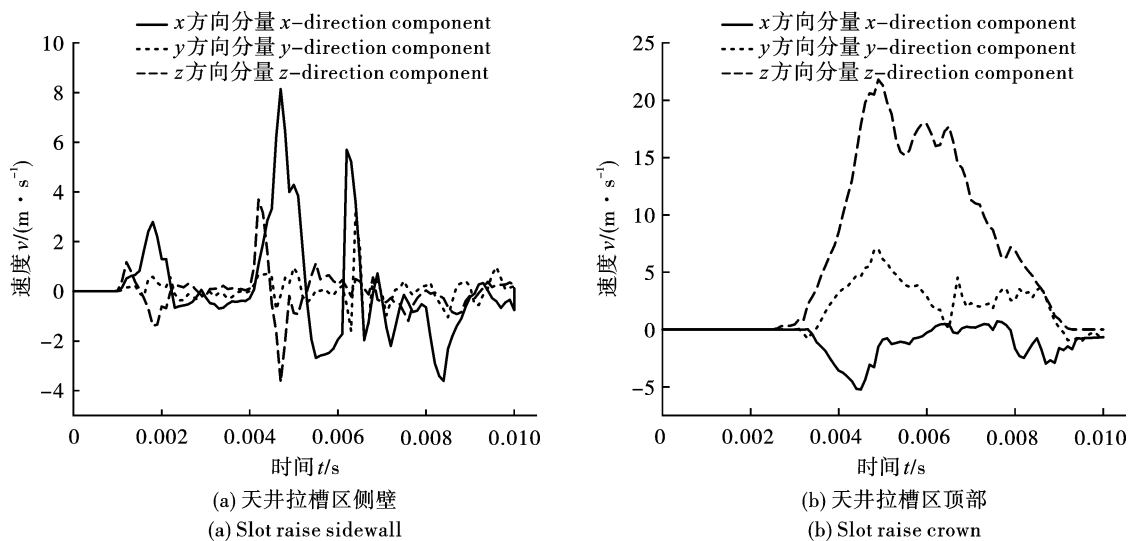


图 3 LS-DYNA 模型监测点速度

Fig. 3 Velocity at LS-DYNA model monitoring points

3DEC 模型如图 4 所示,模型尺寸 60 m×20 m×70 m,模型中央布置高度为 4 m 的三心拱凿岩硐室,

下方为直径 3 m、高度 30 m 的天井拉槽区。此外,根据盘龙铅锌矿的节理裂隙调查情况来看,井下的

优势结构面呈现出中陡倾角、分布集中等特点,因此构建模型时在上部凿岩硐室周围布置了倾角 45°、间距 1 m 的节理裂隙模拟实际的不连续面情况。

材料属性方面,模型整体上分为矿体和围岩,参

考盘龙铅锌矿地质力学报告分别赋值,材料参数如表 2 所示。节理材料参数同样参考地质力学报告进行赋值,参数如表 3 所示。块体和节理的力学本构模型分别选择莫尔-库伦模型和库伦-滑移模型。

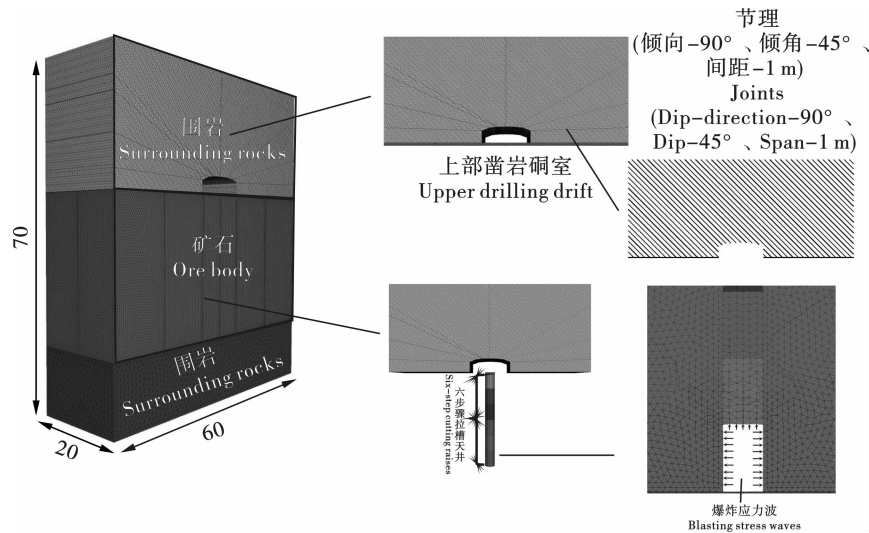


图 4 3Dec 模型示意图(单位:m)

Fig. 4 Configuration of 3DEC model(unit:m)

表 3 3DEC 模型材料参数

Table 3 3DEC model material parameters

岩性 Lithology	密度 Density/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	体积模量 Bulk modulus/ GPa	剪切模量 Shear modulus/ GPa	粘聚力 Cohesion/ MPa	内摩擦角 Internal friction angle/ $^{\circ}$	抗拉强度 Tensile strenght/MPa
围岩	2880	20.88	6.96	2.28	61.9	1.15
矿石	3430	15.83	7.45	1.58	65.3	0.57

表 4 节理材料参数

Table 4 Joints material parameters

法向刚度 Normal stiffness/ ($\text{GPa} \cdot \text{m}^{-1}$)	切向刚度 Shear stiffness/ ($\text{GPa} \cdot \text{m}^{-1}$)	粘聚力 Cohesion/MPa	内摩擦角 Internal friction angle/ $^{\circ}$	抗拉强度 Tensile strength/MPa
49.83	10.67	0.2	30	1

由于本次研究重点是硐室顶板的动态响应特征,因此在硐室底板和直墙侧壁没有设置监测点。顶板范围内,以凿岩硐室顶板中央为原点,左右侧每间隔 1 m 布置一个位移监测点和速度监测点,中央左侧为负、右侧为正,以各监测点到原点的距离进行命名。见图 5。

在 3DEC 模拟中,控制网格尺寸为主频波波长的 1/20 ~ 1/10 可以保证爆炸应力波在传播的过程中不会失真以及发生不准确的物理现象。将 LS-DYNA 中生成的爆炸应力波数据进行快速傅里叶变换后得到爆破应力波主频为 97 Hz 左右,确定 3DEC 模型网格最小尺寸为 0.5 m(小于 $\lambda/48$),采用局部阻尼。

在实际井下作业中,为保证生产效率,拉槽爆破通常会伴随着扩槽爆破,由于加入扩槽后模型建模难度增加以及会产生更为复杂的爆炸应力波,因此本次研究中单次拉槽爆破仅考虑 3 m 宽、5 m 高的天井范围,并且每次爆破的爆炸应力波是一致的。

2.3 模型可靠性现场验证

为了验证 LS-DYNA-3DEC 数值模型的可靠性,在数值模型中布置与现场同样位置关系的测点来监测 PPV 变化。

图 6(a)展示了现场监测 PPV 的测点位置。现场试验选择与数值模拟工况条件一致的 Sh-500 m N1#NVCR 采场监测第一次拉槽爆破后 PPV 的变化

情况。在采场内与拉槽天井直线距离 50 m 和 100 m 处分别布置测振仪器,由于实际生产过程中为保证生产进度,天井拉槽会与扩槽一同进行,因此第一次设计拉槽高度 6 m、天井范围 10 m。

测振仪以及现场设备布置如图 6(b) 所示。测

振仪器采用 NUBOX-8016 爆破振动智能检测仪,其配备的三维速度振动传感器可以对测点的 x 、 y 、 z 三个方位进行速度监测,广泛用于工程爆破监测。设备的采样频率、触发电平、采样时间分别为 5 kHz、0.08 cm/s、8 s。

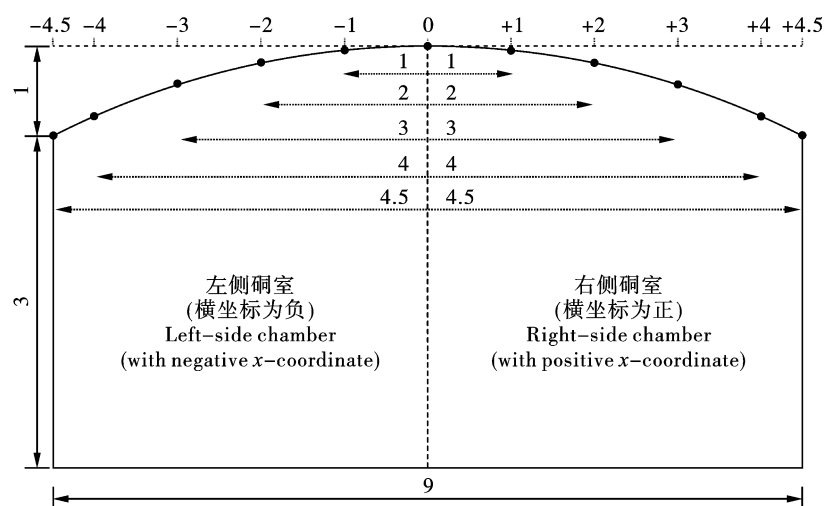
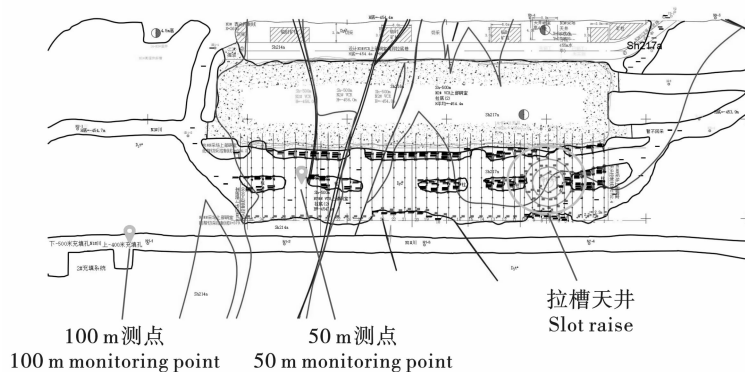


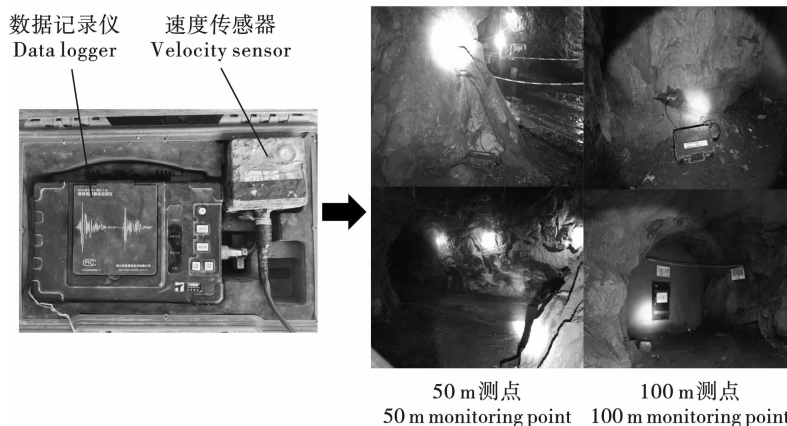
图 5 3Dec 模型监测点布置示意图(9 m 洞室为例)(单位:m)

Fig. 5 Schematic diagram of monitoring points layout in 3DEC model(exemplified with 9 m-span chamber)(unit:m)



(a) 测点位置示意

(a) Schematic diagram of monitoring point locations



(b) 测振仪以及现场布置

(b) Vibration monitors and field deployment plan

图 6 现场试验布置

Fig. 6 Schematic diagram of field test layout

为了设置与现场试验相同位置关系的测点,重新建立了一个尺寸为 220 m×20 m×70 m 的验证模型进行 PPV 的监测,除模型尺寸以外其余条件与先前的计算模型保持一致。

表 5 统计了现场试验和数值模型的基本爆破参数以及 PPV 监测结果。可以发现,数值模型中左右两侧测点的 PPV 值与现场测量的 PPV 数值相差不

大,数值模拟中 PPV 数值较大的原因在于现场的裂隙环境更加发育,爆炸应力波的衰减更强烈,而数值模型中仅在模型上部布置了节理环境,导致了爆炸应力波在模型下方传播时只受到来自模型阻尼所造成的衰减。总体上,吻合程度较好,证明采用 LS-DYNA-3DEC 数值模型研究多次爆破作用下大跨度裂隙岩体硐室响应特征是可行的、可靠的。

表 5 现场试验与数值模拟结果对比

Table 5 Comparison of field test and numerical simulation results

工况 Working condition	最大单段药量 Max. charge per delay/kg	装药量 Total charge weight/kg	爆源至测点 水平距离 Horizontal distance/m	爆源至测点 垂直距离 Vertical distance/m	$PPV/(\text{cm} \cdot \text{s}^{-1})$	
现场试验 Field test	80	925	50	26.7	5.93	
			100		1.24	
数值模拟 Numerical simulation	86	787	50	25.0	6.02(左侧) (left side)	
					6.03(右侧) (right side)	
			100		1.27(左侧) (left side)	
					1.45(右侧) (right side)	

3 模拟结果分析

3.1 不同爆源距离下裂隙硐室响应

3.1.1 塑性区和裂隙发育

通过 3DEC 内置的 fish 函数统计了每次爆破后硐室周围的塑性区块体体积以及裂隙数量,图 7 展示了每次爆破后塑性区块体以及裂隙的发育情况。

首先,块体和裂隙主要以剪切破坏为主,少量出现拉伸和拉剪破坏;此外,随着爆源距离的不断减小,塑性区块体体积和破坏裂隙数量呈现明显的上升趋势,且破坏状态由单一剪切破坏转变为剪切和拉伸共存的拉剪破坏,硐室右侧明显破坏严重;随着爆源距离的减小,剪切破坏块体体积增量从 291.53 m³ 增大至 484.66 m³,增幅 66.25%;拉剪破坏块体体积增量从 6.91 m³ 增大至 32.71 m³;而由于裂隙发育的不确定性和随机性,不管是剪切破坏还是拉剪破坏裂隙增量的变化并没有与爆源距离呈现出较明显的相关性,但总体上破坏裂隙数从 22504 条增加至 31983 条,增幅 42.12%。

3.1.2 PPV 变化

图 8 展示了硐室顶板监测点竖直方向 PPV 的变化情况,正值表示 PPV 方向竖直向上,负值为竖直向下。总体上,各监测点的 PPV 随爆源距离减小而逐渐增大;此外,由于硐室顶板赋存的节理造成硐室左右不对称状态,左右两侧测点的 PPV 在数值上呈现出左小右大的现象,右侧硐室顶板动态响应程

度较激烈,这符合塑性区和裂隙的发育情况;并且,各个测点竖直向下的最大 PPV 并不是最后一次爆破引起的,反而是第四次或者第五次爆破后产生最大的 PPV。以 -7.5 监测点为例:竖直向下的 PPV 分别为 -0.108 m/s、-0.138 m/s、-0.154 m/s、-0.137 m/s,第五次爆破后的 PPV 最大。

3.2 不同硐室跨度下硐室响应

为了探究不同跨度条件下上部硐室的响应特征,对比了 9 m、12 m、15 m、18 m 和 21 m 五种跨度硐室六次拉槽爆破后塑性区和裂隙的发育情况以及监测点的位移变化。

3.2.1 硐室表面位移变化情况

统计了爆破后各个跨度硐室顶板监测点的位移变化情况,图 9 展现了各跨度硐室位移响应最强烈监测点的位移变化。在五种硐室跨度条件下,各点位移均呈现出先“向上收缩”,后“向下冒落”的趋势;此外,发生最大“冒落”位移的测点均位于硐室右侧,随着硐室跨度增大,最大“冒落”位移测点的累积“冒落”位移量从 0.81 cm 增大至 1.76 cm。根据现场经验以及大量模拟实例来看,一般来说硐室顶板中央是发生“冒落”的主要区域,因此将“冒落”位移量大于 0 点的范围定义为“冒落严重区”,随着硐室跨度增大,右侧硐室顶板的“冒落严重区”范围由 9 m 跨度硐室的 0~2 m 增大到 21 m 硐室跨度条件的 0~9 m,大跨度硐室受扰动程度较大。

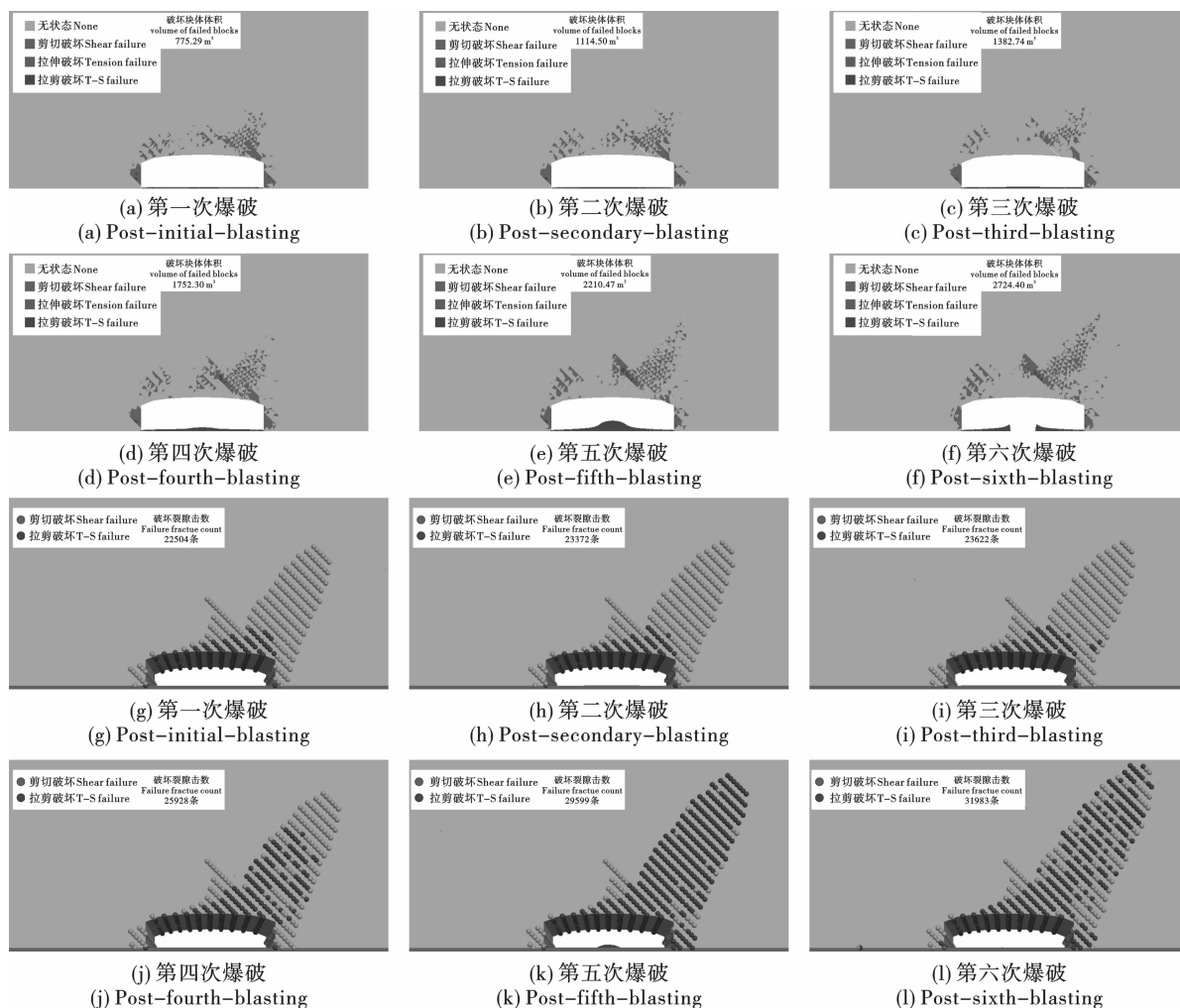


图 7 15 m 跨度硐室爆破后塑性区块分布和破坏裂隙发育情况

Fig. 7 Distribution of plastic blocks and development of failure fractures in 15 m-span chamber post-blasting

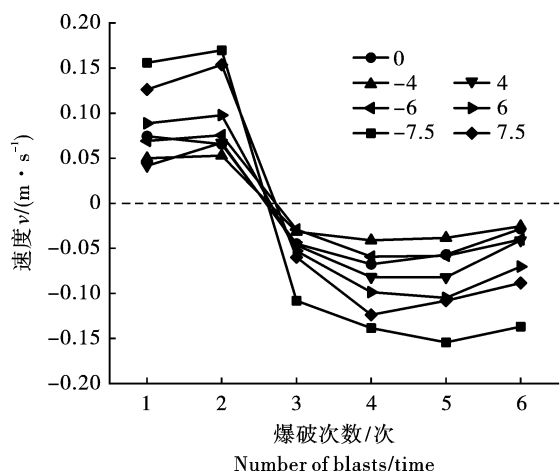


图 8 15 m 跨度硐室爆破后顶板监测点 PPV 变化
(顶板监测点的 PPV 以“向上收缩”为正,“向下冒落”为负)
Fig. 8 Schematic diagram of PPV variation at the roof
monitoring points in the 15 m-span chamber post-blasting
(PPV defined as positive for “upward contraction”
and negative for “downward caving”)

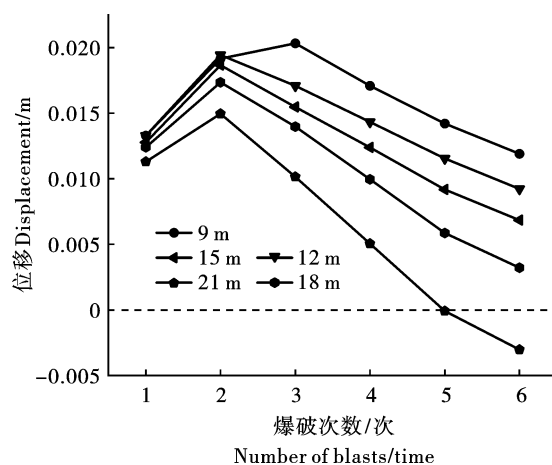


图 9 五种跨度硐室顶板监测点位移变化
Fig. 9 Schematic diagram of displacement variation at
roof monitoring points in chambers of five distinct spans

3.2.2 塑性区发展和裂隙发育情况

图 10 展示了不同跨度硐室每次爆破后塑性区块体和破坏裂隙数量的变化。塑性区块体和破坏裂

隙数都与硐室跨度呈现明显的单调递增关系:随着硐室跨度从9 m增大到21 m,塑性区块体和破坏裂隙总数分别从1552.9 m³和20 530条增大至4586.47 m³和63333条,增幅达195.35%和208.49%;此外,当硐室跨度为9 m和12 m时,塑性区块体和破坏裂隙无论是总数还是增幅都要更小,跨度从9 m增大到12 m二者增幅分别为16.04%和11.07%;当跨度从12 m增大到15 m、18 m和21 m之后,增幅分别为30.62%、42.53%、36.72%和40.26%、59.01%、24.57%。说明在盘龙矿的地质条件下,15 m跨度以上的硐室对于爆破扰动作用更敏感、响应程度更剧烈。

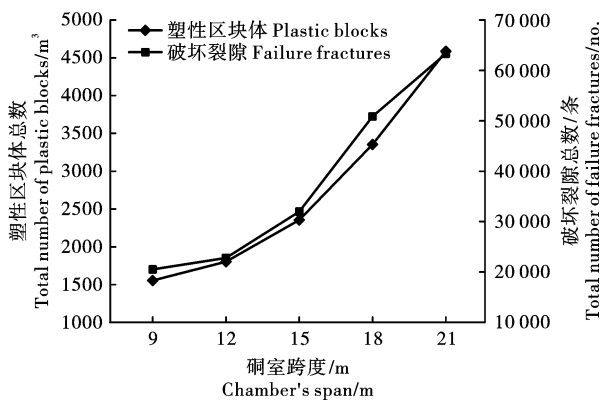
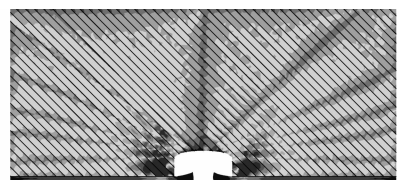
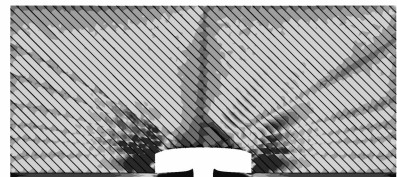


图10 五种跨度硐室塑性区块体和破坏裂隙发育情况

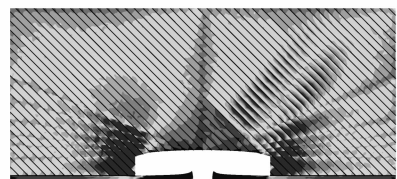
Fig. 10 Schematic diagram of the development of plastic zones and damaged joints across five distinct span chambers



(a) 9 m 硐室爆破后
(a) Post-blasting response of 9 m-span chamber



(c) 15 m 硐室爆破后
(c) Post-blasting response of 15 m-span chamber



(e) 21 m 硐室爆破后
(e) Post-blasting response of 21 m-span chamber

3.3 弹性能变化

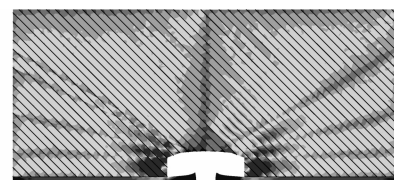
岩石的破坏,实际上是能量耗散与能量释放共同作用的结果^[28]。能量的耗散使得岩石产生损伤,造成上述的塑性区块体以及破坏裂隙等永久性破坏状态;而岩体中储存的弹性能释放往往会造成岩石的整体性破坏,如硐室顶板整体的“冒落”。因此,了解爆破周期内硐室周围弹性能的分布情况对于研究硐室的稳定性是很有必要的。

由于3DEC中不存在现有的指针获取弹性应变能,选择采用式(3)来计算块体储存的弹性能,通过3DEC中的extra变量可视化弹性能分布。

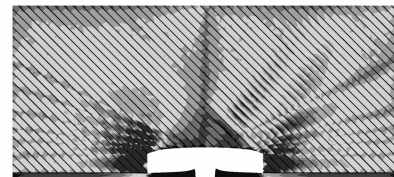
$$W_e = \frac{V}{2E} [\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2v(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_1\sigma_3 + \sigma_2\sigma_3)] \quad (3)$$

式中: W_e 是当前弹性应变能; V 是体积; E 是岩体弹性模量; v 是泊松比; σ_1 、 σ_2 、 σ_3 为三个主应力。

图11展现了爆破扰动后各跨度硐室周围弹性能的分布情况。首先,在相同弹性能水平条件下,大跨度硐室有更大的弹性能积聚范围;其次,爆炸应力波扰动过后,由于在应力波传播路径上硐室的直墙侧壁首先受到扰动,硐室直墙侧壁附近的弹性能水平更大、积聚范围越广,有更多块体进一步产生弹性变形开始储存弹性应变能。硐室顶板在静态开挖过后已经有大量块体进入塑性破坏状态,因此弹性能积聚不明显。



(b) 12 m 硐室爆破后
(b) Post-blasting response of 12 m-span chamber



(d) 18 m 硐室爆破后
(d) Post-blasting response of 18 m-span chamber



(e) 21 m 硐室爆破后
(e) Post-blasting response of 21 m-span chamber

图11 五种跨度硐室爆破前后弹性能变化情况

Fig. 11 Schematic diagram of the elastic energy density variation pre-to-post blasting in chambers across five distinct spans

图12展示了爆破扰动前后硐室附近最大弹性能的变化。可以看出,无论是静态开挖还是爆破扰动,最大弹性能均随着硐室跨度的增大而增大:硐室跨度从9 m增大至21 m,两种状态下弹性能分别从331.57 J和502.22 J增大至1320.60 J和1416.00 J,增幅分别为298.28%和181.94%,大跨度硐室处于更高能量的不稳定状态;此外,小跨度硐室在爆破前后弹性能最大值的增幅要明显高于大跨度硐室,五种跨度硐室爆破前后弹性能最大值增幅分别为51.47%、30.11%、7.37%、0.06%和7.22%,侧面印证开挖过后大跨度硐室周围更多块体进入塑性屈服阶段,并且在爆破扰动下大跨度硐室更易发生由于弹性能积攒超过单元表面能从而释放导致的整体性破坏。

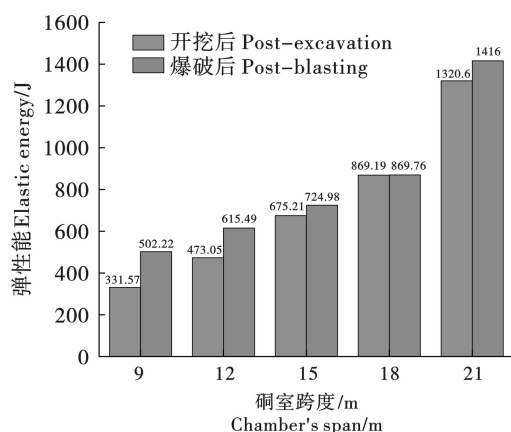


图12 五种跨度硐室爆破前后最大弹性能变化

Fig. 12 Schematic diagram of the variation of peak elastic energy density pre-to-post blasting in chambers across five distinct spans

4 结论

(1)在硐室跨度一定时,爆源距离越小的爆破会导致塑性区块体和破坏裂隙产生更多的增量以及更复杂的破坏状态:每次爆破后15 m跨度硐室塑性区块体体积增量分别为305.27 m³、346.81 m³、282.76 m³、387.79 m³、489.64 m³和541.18 m³,增幅达77.27%;此外,相同药量条件下,随着爆源距离的减小,硐室顶板监测点的PPV不断增大,动态响应程度越发剧烈。

(2)在整个爆破周期内,塑性区块体体积和破坏裂隙总数与硐室跨度呈现明显的正相关关系:塑性区块体和破坏裂隙总数分别从1552.9 m³和20 530条增大至4586.47 m³和63 333条,增幅达195.35%和208.49%;此外,随着硐室跨度的增大,硐室顶板不仅从“向上收缩”转变为更危险的“向下

冒落”,而且“冒落”程度不断加深,累积“冒落”位移量从0.81 cm增大至1.76 cm,大跨度硐室顶板的稳定性显著变弱。

(3)静态开挖后,跨度从9 m增大至21 m,最大弹性能从331.57 J增大至1320.6 J,增幅298.37%,大跨度硐室处于一个高能量的不稳定赋存环境;爆破扰动后,跨度越大的硐室爆破后积聚的最大弹性能越大,有更大的概率发生整体性破坏;此外,9 m和12 m硐室最大弹性能增幅分别为51.47%、30.11%,而15 m、18 m和21 m硐室的增幅分别为7.37%、0.06%和7.22%,爆破扰动后小跨度硐室最大弹性能的变化更加剧烈。

(4)发现单组平行节理造成的硐室不对称性是导致右侧硐室比左侧硐室破坏更严重的重要原因:硐室周围的单组平行节理(倾向90°、倾角45°)导致下方的柱面波以与节理近平行角度入射左侧硐室,而以近垂直角度入射右侧硐室。应力波在左侧发生较少的透反射,大部分传播至边界被消散;在右侧发生大量复杂的透反射,导致右侧硐室的动态响应剧烈。但是由于本次研究重点考虑不同硐室跨度和爆源距离条件下硐室的动态响应特性,节理倾向的影响在后续研究中进一步讨论。

参考文献 (References)

- [1] 王少锋,孙立成,周子龙,等.非爆破岩理论和技术发展与展望[J].中国有色金属学报,2022,32(12):3883-3912.
- [1] WANG Shao-feng, SUN Li-cheng, ZHOU Zi-long, et al. Development and prospect of non-blasting rock breakage theory and technology[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2022, 32(12): 3883-3912. (in Chinese)
- [2] OUYANG Jian, SHI Xiu-zhi, QIU Xian-yang, et al. Assessing prestressed anchor cable support as ore pillar alternatives in stope span expansion: a case study[J]. Engineering Failure Analysis, 2024, 161: 108333.
- [3] ZHANG Zong-guo, QIU Xian-yang, SHI Xiu-Zhi, et al. Chamber roof deformation prediction and analysis of underground mining using experimental design methodologies[J]. Natural Hazards, 2023, 115(1): 757-777.
- [4] 陈卫忠,王鲁瑀,谭贤君,等.裂隙岩体地下工程稳定性研究发展趋势[J].岩石力学与工程学报,2021,40(10):1945-1961.
- [4] CHEN Wei-zhong, WANG Lu-yu, TAN Xian-jun, et al. State-of-the-art and development tendency of the underground engineering stability of fractured rock mass[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(10): 1945-1961. (in Chinese)

- [5] 马小满,陈明,严鹏,等. 爆破作用下节理岩体应变能变化规律及影响研究[J]. 爆破,2018,35(3):1-6,67.
- [5] MA Xiao-man, CHEN Ming, YAN Peng, et al. Study on strain energy processes and influence on jointed rock mass under blasting excavation[J]. Blasting, 2018, 35(3):1-6,67. (in Chinese)
- [6] 史秀志,柯武阳,苟永刚,等. 大跨度采场上部硐室条形矿柱尺寸优化研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2020,37(6):1084-1093.
- [6] SHI Xiu-Zhi, KE Wu-Yang, GOU Yong-gang, et al. Optimization of strip pillar size in upper chamber of long-span stope[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2020, 37(6):1084-1093. (in Chinese)
- [7] 何理,殷琳,钟冬望,等. 爆破振动强度、波形与频谱研究综述:预测及主动控制[J]. 爆破,2024,41(3):189-204,262.
- [7] HE Li, YIN Lin, ZHONG Dong-Wang, et al. Research review on blast vibration intensity, waveform and spectrum: prediction and active control[J]. Blasting, 2024, 41(3):189-204,262. (in Chinese)
- [8] MURMU S, MAHESHWARI P, VERMA H K. Empirical and probabilistic analysis of blast-induced ground vibrations[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2018, 103:267-274.
- [9] 谢烽,韩亮,刘殿书,等. 基于叠加原理的隧道爆破近区振动规律研究[J]. 振动与冲击, 2018,37(2):182-188.
- [9] XIE Feng, HAN Liang, LIU Dian-shu, et al. Vibration law analysis for a tunnel's field near blasting based on waveform superposition theory[J]. Journal of Vibration and Shock, 2018, 37(2):182-188. (in Chinese)
- [10] XU Guo-quan, WANG Xin-yu. Support vector regression optimized by black widow optimization algorithm combining with feature selection by Mars for mining blast vibration prediction[J]. Measurement, 2023, 218:113106.
- [11] 邓冰杰,王林峰,李振,等. 基于概率论的爆破振动傅里叶主频预测[J]. 振动与冲击, 2021,40(12):46-54.
- [11] DENG Bin-jie, WANG Lin-feng, LI Zhen, et al. Fourier frequency prediction of blasting vibration based on the probability theory[J]. Journal of Vibration and Shock, 2021, 40(12):46-54. (in Chinese)
- [12] 叶海旺,袁尔君,雷涛,等. 基于量纲分析的爆破振动质点峰值速度预测公式[J]. 金属矿山, 2019(5):56-61.
- [12] YE Hai-wang, YUAN Er-jun, LEI Tao, et al. Blasting vibration peak particle velocity prediction formula based on dimensional analysis method[J]. Metal Mine, 2019(5):56-61. (in Chinese)
- [13] HUDAVERDI T. Application of multivariate analysis for prediction of blast-induced ground vibrations[J]. Soil Dynamics and Earthquake Engineering, 2012, 43:300-308.
- [14] OGUNSOLA N O, SHIN C, LAWAL A I, et al. Blasting-induced ground vibration modeling in tunnel excavation: a comparative study of ANN, hybrid ANNs, and empirical models[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2025, 58(3):2711-2737.
- [15] 张文涛,汪海波,高朋飞,等. 基于PCA-WOA-XGBoost的露天矿山爆破振动峰值振速预测[J]. 工程爆破, 2024,30(6):155-167,177.
- [15] ZHANG Wen-tao, WANG Hai-bo, GAO Peng-fei, et al. Prediction of PPV of blasting vibration in open-pit mine based on PCA- WOA-XGBoost model[J]. Engineering Blasting, 2024, 30(6):155-167,177. (in Chinese)
- [16] NGUYEN H, BUI X N, TRAN Q H, et al. A new soft computing model for estimating and controlling blast-produced ground vibration based on Hierarchical K-means clustering and Cubist algorithms[J]. Applied Soft Computing, 2019, 77:376-386.
- [17] 张鹏飞,袁永,何运华,等. 基于GRA-EPSO-SVM模型的露天矿山爆破振动速度预测研究[J]. 煤炭科学技术, 2025,53(7):105-115.
- [17] ZHANG Peng-fei, YUAN Yong, HE Yun-hua, et al. Research on blasting vibration velocity prediction of open pit mines based on GRA-EPSO-SVM model[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(7):105-115. (in Chinese)
- [18] 罗军洪,刘宏伟,林振荣,等. 多因素影响下大跨度地下硐室抗爆稳定性分析[J]. 爆破, 2022,39(3):181-189.
- [18] LUO Jun-hong, LIU Hong-wei, LIN Zhen-rong, et al. Analysis of anti-explosion stability of large-span underground chamber under multi-factor effects[J]. Blasting, 2022, 39(3):181-189. (in Chinese)
- [19] ZHU Jian-bo, LI Ya-shi, WU Shi-yong, et al. Decoupled explosion in an underground opening and dynamic responses of surrounding rock masses and structures and induced ground motions: A FEM-DEM numerical study[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2018, 82:442-454.
- [20] DENG Xi-fei, ZHU Jian-bo, CHEN Shou-gen, et al. Numerical study on tunnel damage subject to blast-induced shock wave in jointed rock masses[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2014, 43:88-100.