

薄矿体爆破荷载下矿岩损破演化及炮孔参数优化

焦国芮¹, 王淇萱²

(1. 中蓝连海设计研究院有限公司, 江苏 连云港 222000; 2. 长沙矿山研究院有限责任公司, 湖南 长沙 410012)

摘要:为解决近水平薄矿体安全高效开采这一国内外矿山亟待解决的技术难题, 针对受顶底板围岩夹制效应影响的爆破参数优化需求, 基于数值模拟软件 LS-DYNA, 采用流固耦合算法并结合失效准则, 通过设置不同炮孔布置方式和起爆顺序, 系统研究了爆破荷载下矿岩损破演化过程。研究结果表明: 通过对 8 种典型爆破参数组合的模拟分析, 发现当矿体厚度为 1.2 m 时, 采用“之”字形炮孔布置方式(孔间距为 0.6 m)、4 排炮孔同时起爆的参数组合, 能够有效平衡受矿槽顶板稳定性与爆破破碎效果; 以南温河钨矿近水平薄矿体为对象的现场工业验证显示, 模拟结果与实际爆破效果的吻合程度较高。本文研究成果可为同类开采技术条件的矿山爆破参数设计提供可靠参考依据。

关键词: 爆破荷载; 参数优化; 损破演化; 数值模拟

中图分类号: TD853

文献标志码: A

文章编号: 1673-8993(2026)01-0008-07

doi: 10.13402/j.gcjs.2026.01.002

Fracture evolution of ore and rock under blast loading in thin ore bodies and optimization of blasting hole parameters

JIAO Guorui¹, WANG Qixuan²

(1. China Bluestar Lehigh Engineering Institute Co., Ltd., Lianyungang 222000, Jiangsu, China;

2. Changsha Institute of Mining Research Co., Ltd., Changsha 410012, Hunan, China)

Abstract: In order to solve the technical problem of safely and efficiently mining of near-horizontal thin ore bodies, which is a pressing issue for mines at home and abroad, and to meet the demands of optimizing blasting parameters affected by the confinement effect of surrounding roof and floor rock, the fracture evolution process of ore and rock under blast loading is systematically studied based on the numerical simulation software LS-DYNA, by means of a fluid-structure coupling algorithm combined with a failure criterion, and by configuring different blasting hole layouts and initiation sequences. The results show that through simulation analysis of eight typical blasting parameter combinations, it is found that when the ore body thickness is 1.2 m, a parameter combination using a zigzag blasting hole layout (hole spacing of 0.6 m) with simultaneous initiation of four rows of holes can effectively balance roof stability of the ore receiving chute and blasting fragmentation effect. Field industrial verification with the subject of near-horizontal thin ore bodies of Nanwenhe tungsten mine show that the simulation results match the actual blasting effect well. The findings of this study can provide a reliable reference for blasting parameter design in mines with similar mining technical conditions.

Key words: blast loading; parameter optimization; fracture evolution; numerical simulation

缓倾斜薄矿体受自身赋存条件制约, 在爆破回采过程中常伴随高贫化率和高损失率问题, 不

仅对围岩及巷道顶板产生显著影响, 还加剧了空区的不稳定性。目前, 缓倾斜薄矿脉回采主要采

收稿日期: 2025-05-15

作者简介: 焦国芮(1996—), 男, 工程师, 从事矿山岩石力学研究。

用房柱法、全面法、进路充填法等技术,但此类方法效率相对较低,难以满足大型矿山的生产需求。由于此类金属矿山在国内外分布广泛,实现该类难采贵金属矿的安全、高效和低成本开采已成为国内外亟待解决的关键技术难题^[1-3]。

爆破作为硬岩矿山开采的核心技术手段,在提升经济效益的同时,也因易对矿体周边围岩产生强烈扰动,给后续回采埋下安全隐患。为改善爆破效果、提高采场安全性,国内外学者围绕现场试验、数值模拟等方向开展了大量研究,如:杨仁树等^[4]进一步研究了岩石爆破损伤的演化规律,提出了爆炸荷载下爆生裂纹分形维数的计算方法,并建立了分形维数与爆破损伤度之间的对应关系;吴再海等^[5]采用离散元方法探究了爆破对岩体的振动影响,通过 LS-DYNA 获取爆破应力加载曲线并与颗粒流程序耦合,实现了岩土破裂与抛掷过程的模拟;崔光久等^[6]通过数值模拟方法,分析了不同厚度预留矿柱条件下,空气间隔装药与砂石间隔装药两种结构在爆破过程中对临近胶结充填体的损伤情况,结果表明,空气间隔装药结构的炸药能量分布更均衡,破岩效果更优;孙晓刚等^[7]开展了爆破扰动诱发巷道围岩微破裂动态扩展的数值模拟与室内试验研究,揭示了巷道围岩微破裂响应特征与应力、爆破扰动参数之间的关系;汪伟等^[8]利用数值模拟软件开展微差爆破减振研究,通过将最后一排的排间延期时间增大 20 ms,有效降低了爆破对边坡振动的影响。这些爆破研究均是针对特定环境下的岩体进行的,而针对缓倾斜薄矿脉这类难采矿体的研究则鲜有涉及。

在近水平薄矿体爆破工程中,矿岩损破演化机制与炮孔参数优化需紧密结合矿体倾角小(通常

小于 15°)、厚度薄(一般为 0.8 ~ 4.0 m)、矿岩界面弱面发育等特点进行精细化设计。缓倾斜薄矿脉因矿体厚度小、受两侧的围岩夹制影响显著,采幅控制难度大:若爆破参数过大,易导致爆破不充分,引发大块率高、损失率大等问题;若参数过小,则会造成炸药浪费,同时加剧对上下盘围岩的扰动。因此,合理选择爆破参数是实现高效回采的关键技术。本文结合南温河钨矿薄矿体现场实际,通过数值模拟软件从炮孔布置方式、孔距设置以及起爆方式 3 个方面,系统研究爆破对周边围岩的影响规律,以期近水平薄矿体高效、安全开采提供借鉴与参考。

1 工程背景

南温河钨矿矿区薄矿体储量占全矿总储量的 30%。矿体总体呈南东向倾斜,倾角为 $0^\circ \sim 7^\circ$;矿体厚度为 0.92 ~ 4.44 m(平均 1.90 m),低品位矿体厚度为 0.91 ~ 1.50 m(平均 1.18 m),厚度变化系数为 54%,属稳定型矿体。矿体整体平均品位为 0.83%,属于典型的缓倾斜薄矿体。选取矿区 21 线 ~ 27 线以西区域作为试验采场,该采场平均厚约为 1.2 m。依据现场地质平面图,利用三维建模软件构建试验采场 3D 模型(图 1)。随后沿矿体底板施工切割巷,再对巷道两侧矿体实施爆破回采。

矿山爆破采用钻孔设备为直径为 40 mm 的钻头,药卷直径为 32 mm,采用径向不耦合装药方式,装药不耦合系数为 0.8。炮孔孔深为 3 m,单卷药卷长度为 40 cm,单孔装药 6 卷,装药系数为 1.25。通过现场爆破漏斗试验测定最小抵抗线,最终确定炮孔排距为 0.6 m。本次数值模拟重点针对炮孔间距、炮孔布置形式及单次同步起爆排数等参数展开研究。

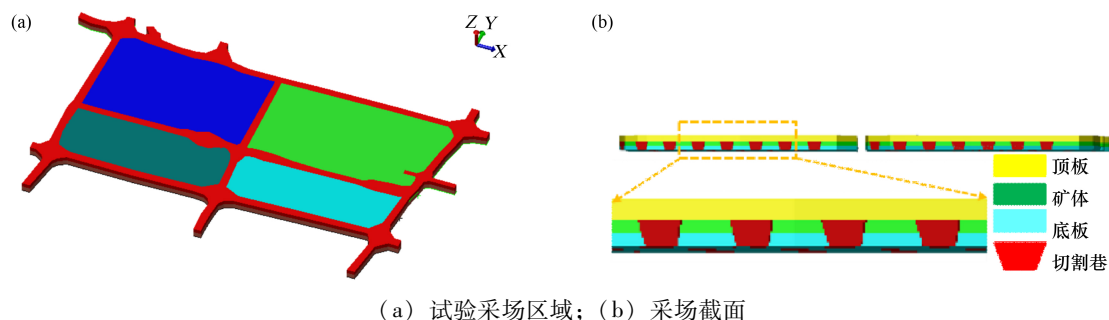


图 1 试验采场 3D 模型

2 缓薄矿体有限元计算模型

2.1 材料本构模型及状态方程

在缓斜薄矿体爆破过程中,涉及的材料主要包括矿石、围岩、炸药以及孔壁内空气。为准确模拟各材料在爆破荷载下的力学行为,需要为每种材料选取适配的本构模型和状态方程。数值模拟中,材料参数的选择对模拟结果的可靠性影响显著。

2.1.1 岩石材料模型

爆破荷载作用下,岩石破坏机制涉及岩石力学、爆炸力学、断裂力学及损伤力学等多学科交叉。目前,岩体爆破破坏的理论模型尚未发展至精确数学描述阶段。为降低模拟不确定性,保证结果可靠性,对材料本构特征进行简化:假定岩体为理想弹塑性体,选用弹塑性材料模型(*MAT_PLASTIC_KINEMATIC),并通过室内试验获取矿岩力学参数(表1)。

2.1.2 炸药材料模型

炸药采用高能炸药本构模型,具体参数如表2所示。状态方程选用*EOS_JWL模型,该模型能较精确地描述爆炸驱动过程中爆轰气体产物的压力、体积和能量特性^[9]。

2.1.3 空气材料模型

空气采用空材料模型(*MAT_NULL),状态方程选用线性多项式模型(*EOS_LINEAR_POLYNOMIAL)。空气物理参数及状态方程参数如表3所示,其中 $C_0 \sim C_6$ 为气体性质相关常数。

2.2 算法选取

为防止因单元畸变导致计算终止,模型采用多物质流固耦合算法。其中,炸药、空气单元采用ALE算法,岩石单元采用Langrange算法,并通过关键字*CONSTRAINED_LAGRANGE_IN_SOLID实现炸药、爆轰气体产物与岩石之间的多相耦合分析。

2.3 岩石材料模型失效判据

对于存在自由面的爆破,岩石的破坏方式有破碎区的压缩破坏以及自由面附近的拉伸破坏。*MAT_PLASTIC_KINEMATIC本构模型已含有岩石的压缩失效定义,同时通过关键字*MAT_ADD_EROSION定义岩石的拉伸失效条件,进而可以动态模拟爆破空腔以及裂纹的形成过程。

2.4 爆破模型构建

缓薄矿体爆破模拟选取南温河薄矿体某段区域为研究对象,通过对模型进行简化分析以节约计算时间。模型中选取4排炮孔进行模拟,炮孔内装药采用径向不耦合装药结构,不耦合系数为1.25。矿体厚度为1.2 m,底板围岩厚度为1.3 m;药包布置根据炮孔布置间距参数设置,距离顶板围岩20 cm、底板围岩30 cm(图2)。模型顶部与底部选用无反射边界,右部顶板围岩选用对称边界,右部其余部分设置为自由边界;矿岩交界处采用*CONTACT_AUTOMATIC_SURFACE_TO_SURFACE定义接触关系。模型编号依据炮孔参数差异确定,如Z-4-0.6、D-2-0.8,其中Z、D分别代表炮孔布置方式“之”字形、矩形;第二列

表1 矿岩材料参数

岩石类型	密度/($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	弹性模量/GPa	泊松比	单轴抗压强度/MPa	抗拉强度/MPa
顶底板围岩	2 630	54.045	0.26	139.88	7.67
矿石	2 780	30.986	0.23	74.62	9.07

表2 乳化炸药材料参数

密度/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	爆速/ ($\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$)	爆压/ GPa	压力常数/ GPa	体积模量/ GPa	体积模量 比(R_1)	体积模量 比(R_2)	偏心率	初始内 能/GPa
1 200	3 400	0.3	526.7	6.823	4.2	1	0.3	0.08

表3 空气的状态方程参数

密度/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	C_0	C_1	C_2	C_3	C_4	C_5	C_6	比体积	比内能/ $\times 10^{-6}$	初始相 对体积
1.29	0	0	0	0	0.4	0.4	0	1.4	2.5	1

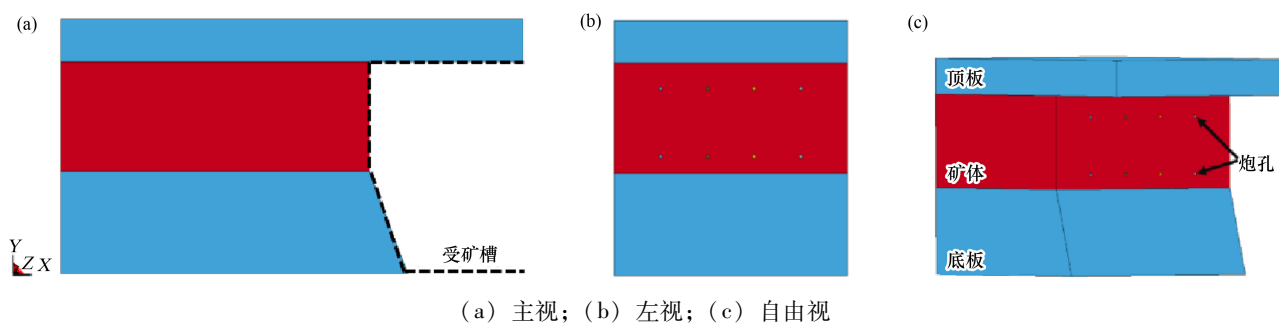


图 2 薄矿体爆破模型

数字代表一次起爆排数; 第三列数字代表炮孔布置间距。

3 数值模拟结果与分析

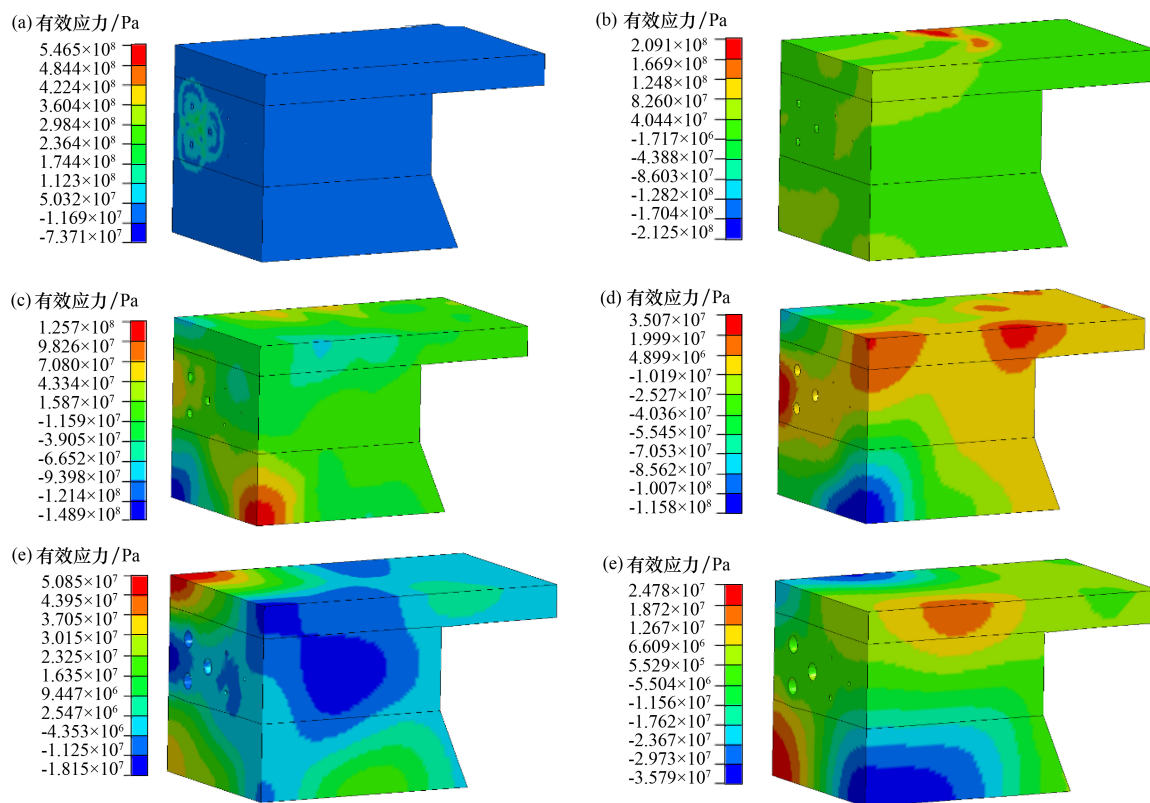
3.1 不同爆破参数下模拟结果分析

针对该矿段, 研究选取不同孔间距与炮孔布置方式组合, 单次同时起爆两排或 4 排炮孔, 共形成 8 种爆破参数组合, 采用孔底起爆方式。爆破冲击波经传播、干涉和反射作用后作用于矿岩与围岩, 其应力传播效果如图 3 所示。由于篇幅限制, 此处只展示某一种爆破参数组合在不同时

刻的应力云图。

由图 3 可知: 炸药爆炸后, 冲击波以柱面应力波形式在矿岩介质中迅速传播。受爆炸瞬间高压作用, 炮孔周边岩石因承受的最大动态抗压强度被突破而形成破碎圈。0.2 ms 时, 相邻炮孔间的冲击波发生叠加干涉, 导致冲击波峰值增大并向两侧加速传播; 同时, 冲击波传递至矿岩界面时, 部分能量被反射。至 1.0 ms 时, 炮孔内药卷完成爆轰过程, 能量逐渐扩散, 矿段整体冲击波应力迅速衰减。

爆炸冲击波作用结束后, 爆生气体沿爆轰波



时间/ms: (a) 0.2; (b) 1.0; (c) 3.0; (d) 5.0; (e) 8.0; (f) 10.0

图 3 爆破荷载下应力变化云图 (Z-2-0.6)

引发的裂隙向外挤压并扩展,促使裂隙进一步扩大,破碎岩石随爆生气体同步产生位移。爆生气体的作用持续时间约为 3.0 ms。

由于岩石抗拉强度远低于抗压强度,其破坏往往由抗拉强度达到极限所引发。爆破后,冲击波在非均质矿岩介质中传播时易激发反射波,对岩石形成拉伸作用,尤其在远离炮孔中心的区域表现显著。尽管爆破冲击波因能量衰减难以达到岩石的抗压强度极限,但其激发的反射拉应力却易超过岩石抗拉强度极限,最终导致岩石破坏。

3.2 不同爆破参数下受矿槽位移分析

在缓斜薄矿体回采过程中,受矿槽作为钻孔打眼与爆破出矿的核心作业区域,其顶板稳定性至关重要。顶板下降量是分析受矿槽稳定性的主要依据。通过模拟 8 种不同爆破参数模型,选取顶板相同位置(两排炮孔连线中垂线处,标记为单元 A~C)的单元进行监测,如图 4 所示。单元 A~C 点位移时间曲线如图 5 所示。单元 A~C 点最大位移量如表 4 所示。

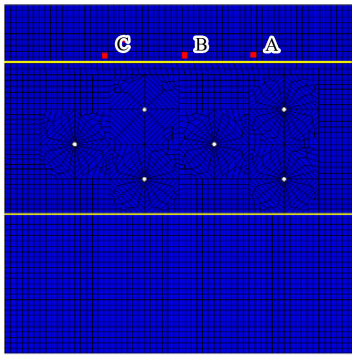
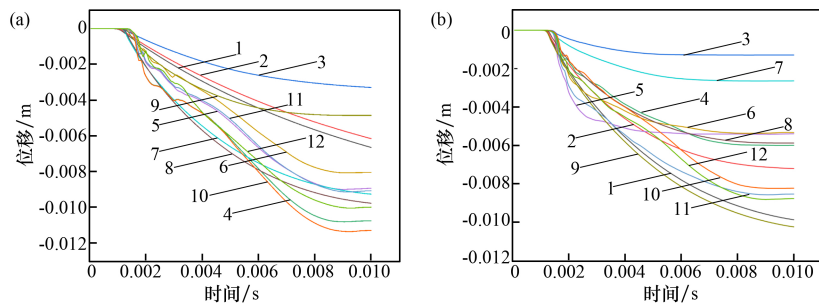


图 4 顶板位移监测点



(a) 矩形布置方式顶板位移; (b) “之”字形布置方式顶板位移

1—D-2-0.6 (A); 2—D-2-0.6 (B); 3—D-2-0.6 (C); 4—D-4-0.6 (A);
5—D-4-0.6 (B); 6—D-4-0.6 (C); 7—D-2-0.8 (A); 8—D-2-0.8 (B);
9—D-2-0.8 (C); 10—D-4-0.6 (A); 11—D-4-0.6 (B); 12—D-4-0.6 (C)。

图 5 不同爆破参数下顶板位移

表 4 不同参数下顶板下降位移

起爆排数	间距/m	监测点	之字形/mm	矩形/mm
两排起爆	0.6	A	9.87	6.65
		B	7.21	6.16
		C	1.29	3.29
	0.8	A	10.24	10.76
		B	5.88	8.94
		C	2.64	8.05
4 排起爆	0.6	A	6.00	9.27
		B	5.39	9.78
		C	5.33	4.85
	0.8	A	8.77	11.30
		B	8.53	9.07
		C	8.23	9.99

对比图 4、5、表 4 可知:“之”字形炮孔布置方式的顶板下沉量显著小于矩形炮孔布置方式;两排与四排炮孔同时起爆对前一单元 A 的下沉量影响差别较小,但对后一单元 C,两排炮孔对应的位移量显著更小,说明爆破对炮孔两侧顶板影响有限,爆炸能量主要集中在炮孔正下方顶板区域。此外,“之”字形布置与矩形布置在单元 B 的下沉量差异更显著。顶板位移量越小,证明爆破影响越弱,受矿槽稳定性越高。一般而言,位移量超过 10 mm 即预示存在明显安全隐患。综合对比,“之”字形布置的顶板位移基本处于合理范围 (≤ 10 mm),而矩形布置的顶板下沉量显著更大,尤其在 0.8 m 孔间距、4 排同时起爆工况下,位移量超过 10 mm。

3.3 不同爆破参数下矿岩损伤分析

单纯追求顶板稳定性可能导致爆破参数过大, 进而引发岩石大块率升高、损失量增加。理想的爆破效果需在保证顶板稳定性的同时, 实现矿岩的高效破碎。通过数值模拟定义岩石失效准则(超过抗压、抗拉强度的岩石将被移除), 可更直观地观察矿体破碎程度与顶板损伤情况。沿 Z 方向切取模型 xoy 剖面, 取 0.6 m(第一排炮孔处)、0.9 m(两排炮孔连线处)、1.2 m 处(第二排炮孔处)以及 1.5 m 处(第三排炮孔处)4 个位置进行分析, 剖面位置如图 6 所示。

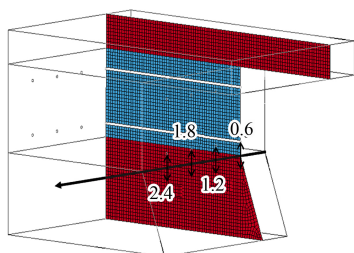


图 6 模型剖面 m

图 7 为不同剖面位置爆破有效应力损伤效果。由图 7 可知: 0.6 m 炮孔位置处, 矿石整体达到破碎状态; 因顶板片岩抗拉强度较低, 受反射拉伸波影响, 部分围岩达到抗拉强度极限发生破坏, 但整体形态仍保持完整。0.9 m 位置, 两排炮孔应力波在此交汇叠加, 矿体几乎完全破碎。1.2 m 位置仅布置一排炮孔, 围岩损伤程度相较前两处更小。1.8 m 剖面显示, 矿体仅少量单元失效, 未对

炮孔产生显著影响。

4 现场工业应用

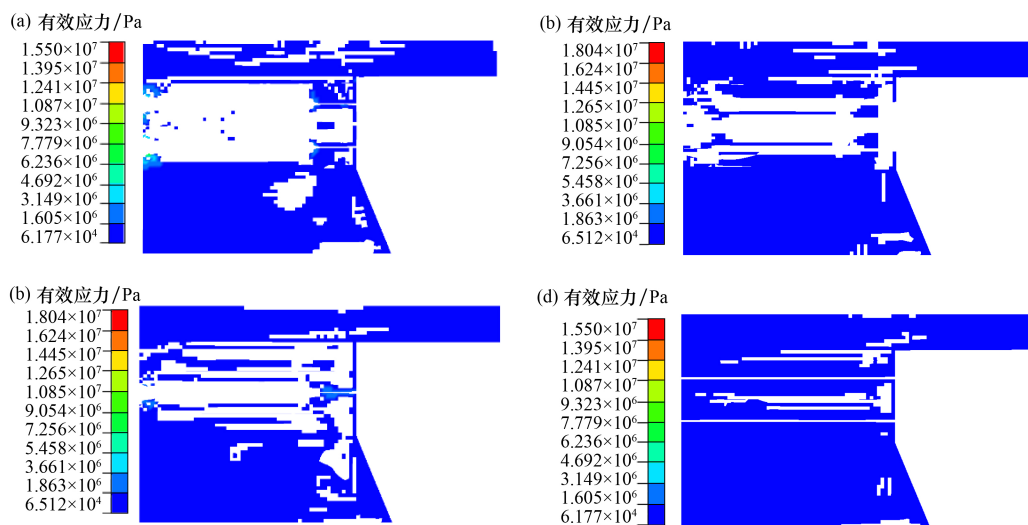
根据数值模拟结果, 选取“之”字形炮孔布置方式(0.6 m 孔间距、4 排同时起爆), 应用于现场实际。图 8 为爆破后现场顶底板成型特征, 可见模型建立与现场实际吻合良好: 矿体顶底板成型完整, 未出现明显损破, 爆破效果良好。通过试验采场地质测量统计, 矿块赋存矿石总量为 35 513.04 t, 回采前平均地质品位为 0.61%; 回采出矿量为 34 965.84 t, 出矿品位为 0.57%, 计算得出贫化率为 6.6%、损失率为 7.9%, 极大地降低了贫化率和损失率, 提升了矿山经济效益。

5 结 论

(1) 通过对比不同起爆排数下的爆破效果, 可在保证受矿槽稳定性的同时尽可能提高矿山开采效率。在其余爆破参数确定的情况下, 推荐采用 4 排炮孔同时起爆。

(2) 对于约为 1.2 m 厚的矿体, 平行布置两排炮孔时, 矿体破碎率较高且对顶底板围岩损伤较大; 若仅布置一排炮孔, 则难以实现充分破碎。因此, 建议采用“之”字形炮孔布置方式。

(3) 采用 0.8 m 孔间距的布置方式时, 其对受矿槽顶板的影响大于 0.6 m 孔间距的布置方式, 潜在安全隐患更突出; 且 0.6 m 孔间距的布置方



炮孔位置/m: (a) 0.6; (b) 0.9; (c) 1.2; (d) 1.8

图 7 不同位置剖面

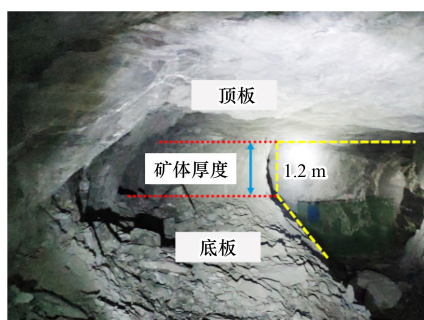


图 8 现场实际开采

式既能实现矿体的有效破碎，现场试验也验证了该参数的合理性。

(4) 由于矿山长期持续开采，围岩长期受爆破荷载循环扰动，后续研究将聚焦于多场耦合理论与智能化方向，推动绿色爆破技术全面革新与发展。

参考文献：

[1] 汪旭光,吴春平. 我国爆破行业发展成就、挑战与机遇[J]. 中国矿业,2024,33(12):1-9.

- [2] 曾华姣. 数值模拟分析在有色金属矿山爆破安全中的应用综述[J]. 中国金属通报,2023(11):126-128.
- [3] 郭裕民,钟芳权,周建荣,等. 缓倾斜极薄矿体采矿方法研究[J]. 中国矿业,2023,32(增刊1):328-332;349.
- [4] 杨仁树,许鹏. 爆炸作用下介质损伤破坏的分形研究[J]. 煤炭学报,2017,42(12):3065-3071.
- [5] 吴再海,安龙,齐兆军,等. 基于 LS-DYNA 与 PFC 联合的岩体爆破数值模拟方法分析[J]. 采矿与安全工程学报,2021,38(3):609-614.
- [6] 崔光久,李祥龙,左庭,等. 临近胶结充填体矿房爆破装药结构及振动规律分析[J]. 矿产保护与利用,2024,44(4):18-28.
- [7] 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.
- [8] 汪伟,周慧,兰明. 310 mm 孔径微差爆破降振研究[J]. 铜业工程,2023(3):113-119.
- [9] 白金泽. LS-DYNA3D 理论基础与实例分析[M]. 北京:科学出版社,2005.