

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2026.01.006

软岩巷道掘进预裂-光面协同爆破参数优化研究*

黄刚¹,陈焕轩¹,王亮²,陈晨²,杨明²,黄照玮¹

(1. 武汉理工大学资源与环境工程学院,武汉 430070;2. 安徽马钢矿业资源集团 姑山矿业有限公司,当涂 243181)

摘要: 针对软岩巷道掘进中爆破扰动诱发拱顶超挖的技术难题,提出预裂-光面协同爆破参数优化方法。基于波阻抗理论分析,揭示了预裂缝与围岩之间因波阻抗差异形成高反射系数界面。当应力波传播至此界面时,其大部分能量被反射,仅少量透射,从而显著衰减了应力波强度。这一过程将原本瞬态的剧烈冲击能量,转化为在毫秒时间尺度上平缓释放的荷载,有效阻断了后续应力波的能量叠加与岩体内的损伤累积,提升了岩体的动态稳定性。数值模拟结果表明:相较于传统光面爆破,协同方案将损伤区限制在预裂缝内侧,拱顶损伤深度降至0.3 m,并显著降低峰值振动速度(PPV),荷载模式由“陡升缓降”转变为上升平缓、峰值滞后的“毫秒级缓释”。现场试验在姑山铁矿-350 m水平高岭土化闪长玢岩巷道进行,应用优化后的协同爆破方案有效控制了轮廓成形,软弱夹层区域围岩保持完整,未发生掉块或垮塌。研究证实预裂-光面协同爆破通过应力屏障效应与参数优化,可显著降低软岩巷道爆破损伤与振动,有效控制超挖。

关键词: 软岩巷道;预裂爆破;光面爆破;数值模拟;超挖控制

中图分类号: TD235.3 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2026)01-0049-09

Study on Parameter Optimization of Presplitting-smooth Combined Blasting for Soft Rock Roadway Excavation

HUANG Gang¹, CHEN Huan-xuan¹, WANG Liang², CHEN Chen², YANG Ming², HUANG Zhao-wei¹

(1. School of Resources and Environmental Engineering, Wuhan University of Technology, Wuhan 430070, China; 2. Gushan Mining Co., Ltd., Ma'anshan Iron and Mine Resources Group, Dangtu 243181, China)

Abstract: To address the technical challenge of blast-induced overbreak at tunnel crowns during soft rock roadway excavation, this study proposes an optimized presplit-smooth blasting synergistic method. Theoretical analysis grounded in wave impedance principles demonstrates that the wave impedance disparity between pre-split cracks and surrounding rock creates a high-reflectivity interface, fundamentally altering stress wave propagation dynamics. When the stress wave reaches this interface, most of its energy is reflected, with only a small portion transmitted, resulting in substantial attenuation of wave intensity. This phenomenon transforms the initially transient, intense impact energy into a millisecond-scale, gradually released load, effectively mitigating energy superposition from subsequent stress waves and preventing cumulative damage within the rock mass, thereby significantly improving the dynamic stability

收稿日期 (Date of reception): 2025-09-08

网络首发日期 (Published online): 2025-10-20

作者简介: 黄刚 (1986-), 男, 湖北省黄冈市人, 副教授、博士、硕导, 从事采矿、爆破、安全等方面的教学与研究工作, (E-mail) huanggang2016@whut.edu.cn.

通信作者: 陈晨 (1993-), 男, 工程师、硕士研究生, 从事井下采矿, 地质岩土相关工作, (E-mail) chenchen20250908@163.com.

基金项目: 国家自然科学基金资助项目 (52109165)

About the author: HUANG Gang (1986-), male, born in Huanggang city, Hubei province, associate professor, doctoral and master's supervisor, mainly engaged in teaching and research work in mining, blasting and safety, (E-mail) huanggang2016@whut.edu.cn.

Corresponding author: CHEN Chen (1993-), male, engineer, master's degree candidate, mainly engaged in underground mining and geological geotechnical engineering related work, (E-mail) chenchen20250908@163.com.

Fund Programs: Supported by the National Natural Science Foundation of China (Grant No. 52109165)

of the geological structure. Numerical simulation results demonstrate that the synergistic method outperforms conventional smooth blasting by effectively confining the damage zone within the presplit fracture boundary, resulting in a remarkable reduction in crown damage depth to 0.3 m. Furthermore, this approach substantially decreases peak particle velocity (PPV) while transforming the loading profile from a transient sharp-rise/slow-decay' impact to a more controlled millisecond-level delayed-release' pattern featuring gradual pressure buildup and deferred peak intensity. Field implementation of the optimized synergistic scheme in the kaolinized diorite porphyry roadway at the -350 m level of the Gushan Iron Mine demonstrated exceptional contour control, maintaining intact surrounding rock in weak interlayer zones without spalling or collapse. The study verifies that the presplit-smooth blasting synergistic method, leveraging stress barrier effects and meticulous parameter optimization, achieves a substantial reduction in blast-induced damage and vibration while effectively mitigating overbreak in soft rock roadway excavation.

Key words: soft rock roadway; presplitting blasting; smooth blasting; numerical simulation; overbreak control

软弱围岩因其低强度岩体、发育节理及破碎结构等工程地质特性,在巷道开挖过程中对爆破扰动具有高度敏感性,易诱发拱顶超挖、围岩大变形等工程灾害。

光面爆破和预裂爆破是两种常见的传统爆破方法,主要用于解决巷道和隧道爆破过程中出现的超挖和欠挖问题。光面爆破侧重于精确控制爆炸后的岩石轮廓,特别适用于地质条件复杂的情况,比如在大断面、岩石破碎、节理密集的软弱围岩环境中,因为它能有效保持开挖形状,所以被广泛采用并成为许多研究的焦点^[1-7]。而预裂爆破则主要通过预先炸出一条裂缝来减少爆破产生的振动效应,从而降低对周围结构的干扰,这种方法也在隧道工程中得到了大量实践和学术探讨^[8-12]。传统光面爆破技术虽可有效控制巷道断面轮廓形态,但在高地应力或构造破碎带环境中,其振动能量叠加效应易加剧超挖现象,导致围岩自承载能力显著弱化并增大支护结构荷载^[13]。预裂爆破技术通过超前形成应力隔离缝以衰减主爆区应力波传播^[14,15],但其成缝质量受制于钻孔定位精度,特别是在节理密集区域易形成非连续破裂面,导致巷道轮廓面平整度劣化。现有研究证实,单一爆破工艺难以在软弱围岩条件下实现高效破岩、精准成形与围岩稳定性的多目标协同优化。

综合现有研究成果发现,当前研究多集中于单一爆破工艺的改良,缺乏对复合爆破体系的系统性研究,特别是在软弱围岩巷道掘进中实现高效开挖、精准成形与围岩稳定性的多目标协同控制仍存在技术空白。本研究基于损伤力学理论,提出预裂-光面协同爆的巷道掘进方法,采用数值模拟仿真技术对比分析不同爆破方案对围岩应力场、损伤区分布的动态影响规律,并通过现场工程验证该工法在轮廓面平整度、循环进尺效等方面的显著优势,为软弱围岩巷道安全高效掘进提供理论依据与工程实践参考。

1 工程概况

本工程位于姑山铁矿 -350 m 开采水平,巷道沿矿体走向布置于原生矿带内。巷道采用标准三心拱断面结构,设计净宽 3.4 m,净高 3.3 m,净空断面面积 10.41 m²。施工装备配置 YT-28 型气腿式凿岩机组,钻孔直径 42 mm,起爆系统采用 EDT-8 型数码电子雷管,装药结构为 ϕ 32 mm 乳化炸药径向不耦合装药。该工程所处地质环境以高岭土化及蒙脱石化闪长玢岩为主要围岩类型,岩体受多组节理构造切割影响,整体完整性显著降低。此类复杂地质条件导致巷道爆破作业长期面临严重超挖问题,常规光面爆破技术难以有效控制成型质量。针对该特殊工程地质特征,亟须研发新型爆破施工方法,通过优化爆破参数,实现巷道轮廓精准控制的技术突破。

2 预裂缝的应力波衰减机制

预裂-光面协同爆破的基本原理是:先引爆顶板周围的炮孔,形成一条预裂缝;接着按顺序进行掏槽孔和辅助孔的爆破,来破碎和抛出岩石;最后,对剩下的周边孔实施光面爆破,以确保轮廓平滑。

由于预裂爆破只集中在顶板区域,所需的爆炸能量较低,因此装药量比传统的全断面预裂爆破要少。此外,那些暂时没有爆破的辅助孔能在短时间内为不稳定的围岩提供一些支撑作用。同时,预先形成的裂缝不仅有助于吸收振动,还能减少后续爆破对顶板造成的累积伤害,从而有效保护顶板处的软弱岩层,在最终光面爆破阶段避免破坏。

当爆破应力波从岩石传播至预裂缝中的空气层时,在岩体-空气界面发生剧烈波阻抗突变

$$\left. \begin{aligned} F &= \frac{\rho_2 c_2 - \rho_1 c_1}{\rho_2 c_2 + \rho_1 c_1} \\ T &= \frac{2\rho_2 c_2}{\rho_2 c_2 + \rho_1 c_1} \\ T &= 1 + F \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

式中: F 为反射系数; T 为透射系数; $\rho_1 c_1$ 为岩石波阻抗; $\rho_2 c_2$ 为空气波阻抗。岩石波阻抗经过前期实验室试验测得为 $1.67 \times 10^7 \Omega$, 空气的波阻抗为 377Ω 可以得到反射系数 F 的大小约为 0.999, 透射系数 T 约为 4.5×10^{-5} 。即超过 99.9% 的能量被反射, 仅有不超过 0.01% 的能量透射岩体。

由于预裂缝的减振作用主要由从岩石界面与空气界面之间的波阻抗差异产生的反射引起, 且波在空气中传播的速度远远小于在岩石中传播的速度, 故预裂缝的存在会延长爆破应力波的传播路径。具体延长时间与预裂缝宽度、测量位置 $G(x, z)$, 传播速度 v_p, v_s 等有关, 延时算法如下^[16]

$$\left. \begin{aligned} t_{PP} &= \frac{z-h}{v_{P1} \sqrt{1-p_r^2 v_{P1}^2}} + \frac{h}{v_{P2} \sqrt{1-p_r^2 v_{P2}^2}} \\ t_{PP0} &= \frac{(z-h)p_r}{\sqrt{1-p_r^2 v_{P1}^2}} + \frac{hp_r}{\sqrt{1-p_r^2 v_{P2}^2}} \\ t_{PS} &= \frac{z-h}{v_{S1} \sqrt{1-p_r^2 v_{S1}^2}} + \frac{h}{v_{P2} \sqrt{1-p_r^2 v_{P2}^2}} \\ t_{PS0} &= \frac{(z-h)p_r}{\sqrt{1-p_r^2 v_{S1}^2}} + \frac{hp_r}{\sqrt{1-p_r^2 v_{P2}^2}} \\ t_{SP} &= \frac{z-h}{v_{P1} \sqrt{1-p_r^2 v_{P1}^2}} + \frac{h}{v_{S2} \sqrt{1-p_r^2 v_{S2}^2}} \\ t_{SP0} &= \frac{(z-h)p_r}{\sqrt{1-p_r^2 v_{P1}^2}} + \frac{hp_r}{\sqrt{1-p_r^2 v_{S2}^2}} \\ t_{SP} &= \frac{z-h}{v_{S1} \sqrt{1-p_r^2 v_{S1}^2}} + \frac{h}{v_{S2} \sqrt{1-p_r^2 v_{S2}^2}} \\ t_{SP0} &= \frac{(z-h)p_r}{\sqrt{1-p_r^2 v_{S1}^2}} + \frac{hp_r}{\sqrt{1-p_r^2 v_{S2}^2}} \end{aligned} \right\} (2)$$

式中: v_{P1}, v_{S1} 分别为预裂缝上下围岩的纵、横波速度; v_{P2}, v_{S2} 分别为预裂缝中的纵、横波速度; p_r 为射线参数, 对于平面波为一常数; 下标含 0 的时间项

表示因斜射到界面的时间不同造成的延迟时间, 下标不含 0 的时间项表示因传播路径不同造成的延迟时间^[17]。

这种延时效应将原本瞬态冲击荷载转化为毫秒级缓释荷载, 避免与后续爆破产生能量叠加, 阻断围岩损伤的累积链, 从而与预裂缝的减振作用共同降低对顶部围岩的爆破扰动和岩石损伤。

3 预裂-光面协同爆破的数值仿真对比研究

通过数值模拟仿真, 对预裂-光面协同爆破与光面爆破方法在岩石损伤方面进行对比论证。

3.1 有限元建模

模拟的首要目标是研究在软岩巷道掘进的前提下, 预裂-光面协同爆破与一般光面爆破的区别, 因此, 本研究借助 LS-Dyna 构建准三维平面模型进行分析, 并在保证计算精度的前提下对模型进行了一定程度的简化, 以提升计算效率。分别建立了光面爆破与预裂-光面协同爆破两种数值模型。模拟光面爆破时, 巷道模型尺寸为长 \times 宽 = 800 cm \times 800 cm, 厚度为 20 cm, 周边孔间距为 50 cm, 巷道拱顶部分简化为半圆, 采用径向耦合的爆破装药方式, 具体孔位如图 1 左所示; 模拟预裂-光面协同爆破模型时, 模型尺寸与光面爆破相同, 将周边孔间距调整为 40 cm, 拱顶部分也简化为半圆, 装药方式同样为径向耦合, 炮孔布置见图 1。在拱顶炮孔垂直方向 100 cm 处设点 A, 帮部炮孔水平方向 100 cm 处设点 B, 以此作为振动对比测点。

模型网格尺寸单位为 cm, 与计算时间步长相匹配。该模拟采用流固耦合方法, 假设巷道模型周围均为软弱围岩, 岩石采用 HJC 材料模型, 具体参数如表 1 所示。

表 1 岩石材料参数表

Table 1 Rock material parameters

密度 Density $\rho / (\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	剪切模量 Shear modulus G/GPa	归一化内聚力 Normalized cohesion F_1	归一化硬化压力 Normalized hardening pressure F_2	应变率系数 Strain rate coefficient S	压力硬化指数 Pressure hardening index N	准静态单轴抗压强度 Quasistatic uniaxial compressive strength f_c / MPa
2440	17.6	0.79	1.6	0.007	0.61	40

炸药的材料模型采用 * MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN, 本构模型及 JWL 状态方程参数如表 2 所示。

空气的本构模型选用 * MAT_NULL, 具体参数如表 3 所示。

3.2 岩石损伤分析

基于 LS-Dyna 的数值模拟结果, 本节从损伤分

布特征、演化机制及量化指标三方面对比分析两种爆破方案的围岩损伤规律。研究采用 HJC 模型 (* MAT_JOHNSON_HOLMQUIST_CONCRETE) 定义的损伤变量 D (范围 0 ~ 1) 作为评价基准

$$D = \sum \frac{\Delta \epsilon_p + \Delta \mu_p}{D(P^* + T^*)} \quad (3)$$

式中： D 为损伤因子； $\Delta\varepsilon_p$ 为等效塑性应变； $\Delta\mu_p$ 为塑性体积应变； D_1 与 D_2 为材料损伤常数； P^* 为材料极限压应力； T^* 为材料极限拉应力。

通过对 LS-Dyna 的求解结果进行后处理,进行云图渲染后的岩石损伤范围对比图如图 2 所示。从损伤云图中可以看出,在巷道顶部布置预裂孔的预裂-光面协同爆破所造成的围岩损伤明显低于普通光面爆破,

该结果与传统研究结论存在一定差异。以往研究普遍认为,预裂爆破周边孔的装药量通常高于光面爆破,尽管预裂缝有助于振动控制,但更大药量也往往导致围岩损伤加剧。本研究针对软岩巷道掘进爆破的工程背景,在预裂-光面协同爆破模拟中,通过减小拱顶周边孔孔距并降低装药量,优化了爆破参数,从而显著减弱了爆破对顶板围岩的累积损伤效应。

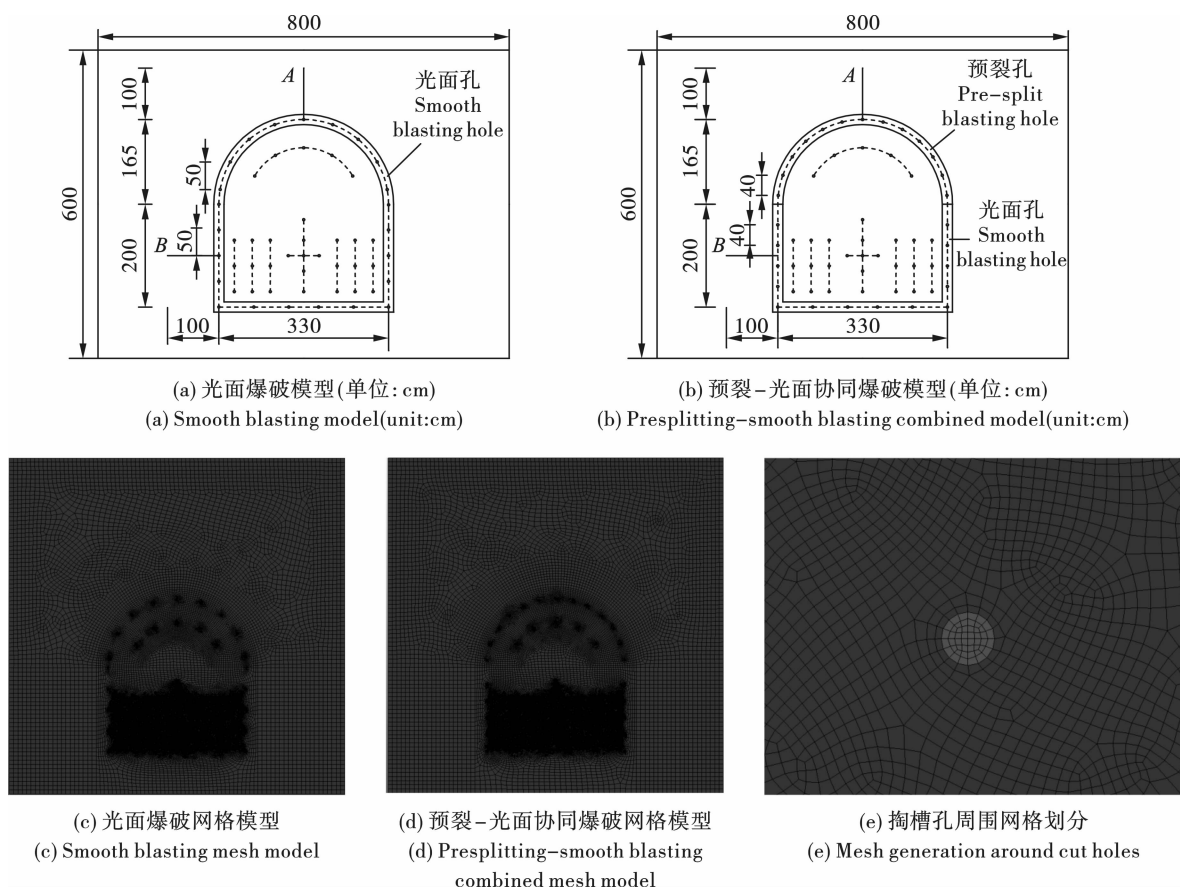


图 1 有限元模型及模型尺寸示意图

Fig. 1 Schematic diagram of the finite element model and model dimensions

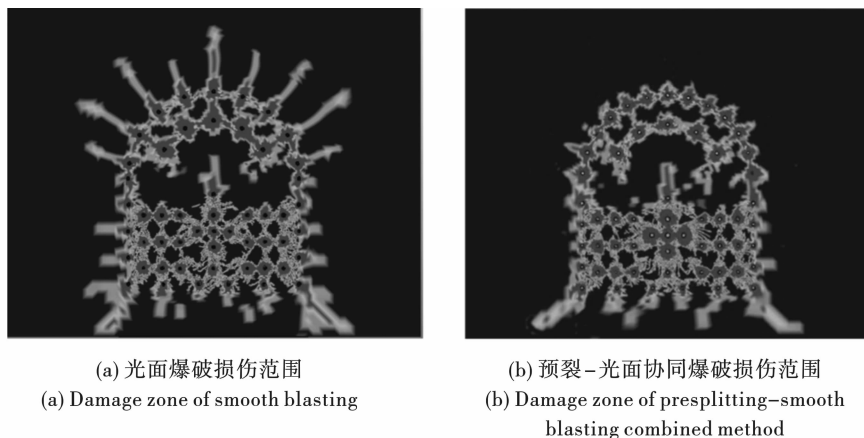


图 2 光面爆破与预裂-光面协同爆破的损伤范围对比图

Fig. 2 Comparison of damage zones between smooth blasting and presplitting-smooth blasting combined method

表 2 炸药材料参数表

Table 2 Explosive material parameters

密度 Density $\rho/(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	爆压 Detonation pressure/GPa	爆速 Detonation velocity/ $(\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	JWL 炸药状态方程常数 JWL equation of state constants					
			A/GPa	B/GPa	R_1	R_2	ω	E_0/GPa
1.3	5.6	4500	374	0.182	5.2	2.1	0.5	6

表 3 空气材料参数表

Table 3 Air material parameters

密度 Density $\rho/(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	截止压力 Cut-off pressure P_c/P_a	动态粘度 Dynamic viscosity $MU/(\text{N} \cdot \text{s}/\text{m}^{-2})$	空气状态方程系数 Air equation of state constants					
			$C_0 \sim C_3$	C_4	C_5	C_6	e	v
0.0012	-1E-10	2.00E-05	0	0.4	0.4	0	0	1

注:表 1、2、3 中无单位参数皆为无量纲参数

基于数值模拟岩石损伤云图的对比分析表明,传统光面爆破方案与预裂-光面协同爆破方案在围岩损伤控制效果上存在显著差异,深刻揭示了预裂缝在控制爆破损伤范围方面的关键作用。

在传统光面爆破方案中,损伤区呈现以爆源为中心的明显辐射状扩散模式,因缺乏有效边界约束而向四周自由扩展,该现象在隧道拱顶区域尤为突出。数值模拟显示拱顶最大损伤深度达 1.3 m,表明爆破能量对保留岩体造成深远扰动。这种高度损伤易诱发岩体剥落甚至局部失稳,直接威胁巷道成形质量与施工安全。

相较之下,预裂-光面协同爆破方案因预裂缝的存在实现了损伤的有效约束。损伤云图清晰显示损伤区被严格限制在预裂缝轮廓线内侧,拱顶区域改进尤为显著——典型的辐射状损伤模式完全消失,取而代之的是沿设计轮廓线分布的范围可控损伤区,拱顶最大损伤深度被压缩至 0.3 m,较传统方案降幅约 77%,极大保护了保留岩体的完整性。其核心机理在于预裂缝形成的连续贯通低损伤屏障:该屏障物理阻断了爆炸应力波向保留岩体的直接传播路径,迫使应力波在裂缝面发生反射与能量耗散,从而吸收大部分爆炸能量,显著削弱传递至保留岩体的应力波强度。

3.3 等效应力云图分析

爆炸产生的应力波传播至预裂缝空气界面时,波阻抗突变引发高反射。反射波在爆源侧耗散,阻断能量向保留岩体传播,避免损伤累积。图 3 显示了光面爆破与预裂-光面协同爆破在爆炸后不同时间节点模型中 von-Mises 应力的分布。显然,在预裂-光面协同爆破中由于预裂缝的存在,应力在穿过预裂缝时出现了明显的衰减。可以观察到,光面爆破中由于不存在预裂缝,并没有出现明显的应力大幅衰减的现象。该图清晰地展示了预裂缝对应力波

的阻碍作用,能够显著提升软岩巷道尤其是拱顶围岩的稳定性。

3.4 预裂缝减振效果的振速分析

基于数值模拟结果的后处理分析,在 LS-Pre-Post 软件中精确提取了图 1 所示关键监测点(拱顶测点 A,帮部测点 B)的合振动速度时程数据,并据此拟合绘制了图 4、图 5 所示的振动速度-时间关系曲线。图 4 直观地对比了传统光面爆破方案与预裂-光面协同爆破方案下,测点 A 处围岩振动响应的动态演化特征,揭示了预裂缝在爆破振动控制中的核心作用。

在光面爆破方案下,监测点的振动速度曲线表现出显著的高幅值、陡峭上升特性,峰值振动速度(PPV)达到较高水平。这直接反映了在无预裂缝约束条件下,爆破能量在爆源附近高度集中、瞬时释放,对围岩产生强烈的瞬态冲击荷载。具体表现为,曲线在起爆后极短的时间尺度内急剧攀升至峰值,表明冲击能量输入速率极快;而峰值过后,振动速度衰减过程相对缓慢,曲线下落斜率较小。这种“陡升缓降”的形态特征清晰地揭示了邻近炮孔爆炸产生的应力波在围岩中传播时存在显著的叠加效应,导致能量未能被有效分散和吸收,从而在时间和空间上维持了较高的振动强度。

相比之下,预裂-光面协同爆破方案下的振动速度曲线最突出的特点是整体幅值显著降低,其峰值振动速度较之光面爆破方案出现大幅下降,降幅非常可观。同时,曲线的上升斜率明显变得平缓,且峰值出现时间略有滞后。预裂缝充当了能量屏障和缓冲带,部分阻隔和反射了应力波,同时允许能量在更长的路径或时间上耗散。尽管整体振动持续时间并未显著延长,但如上升和下降段的平缓化等观测到的曲线形态表明爆炸能量在时间轴上的分布更为均匀,这有效减少了瞬时过载的风险,更有利于保护围

岩结构和邻近结构物。

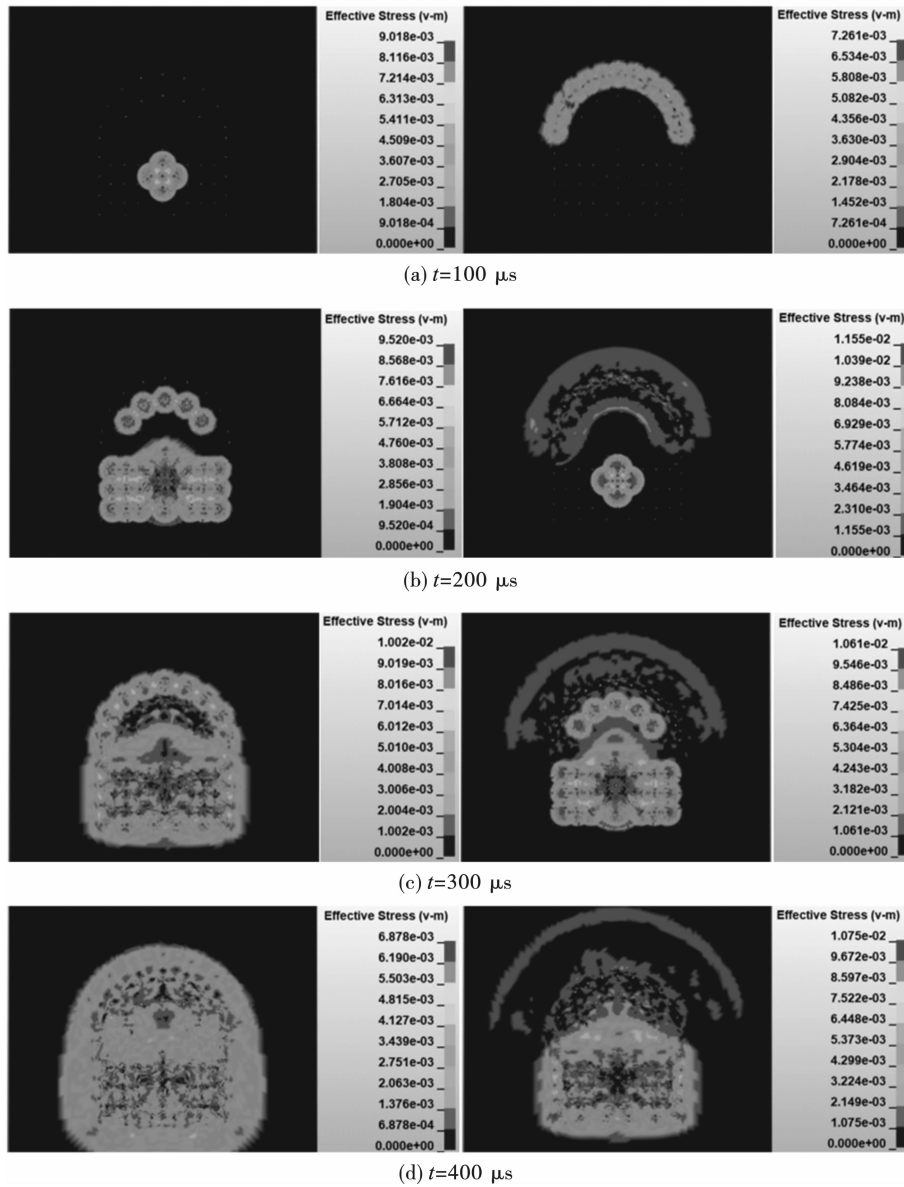


图3 等效应力云图对比图

Fig. 3 Comparison of equivalent stress contours

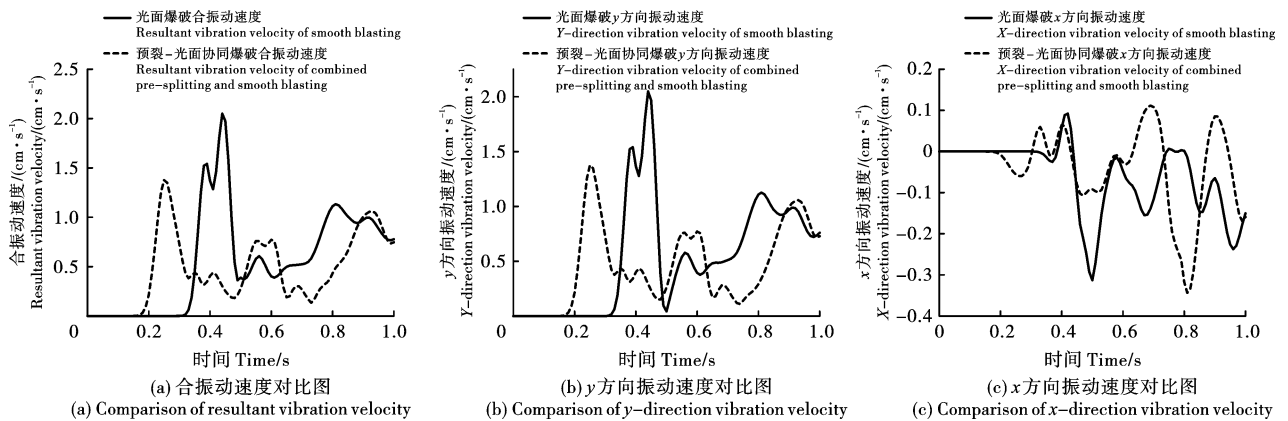


图4 拱顶振动速度对比图

Fig. 4 Comparison of vault vibration velocity

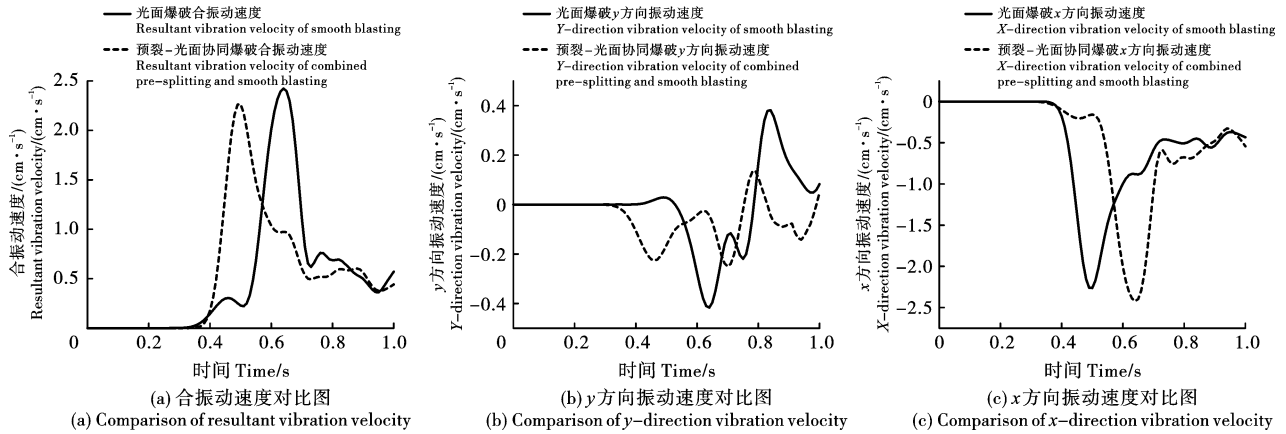


图 5 帮部振动速度对比图

Fig. 5 Comparison of side wall vibration velocity

由于图 5 所示振动速度的测点位于帮部,不存在预裂缝减弱爆破振动,可以观察到光面爆破与预裂-光面协同爆破在帮部的合振动速度以及 x 方向振动速度并不存在较大的峰值差异,在 y 方向上由于预裂-光面协同爆破在拱顶存在预裂缝, y 方向的振动速度整体幅值以及峰值都与光面爆破存在较大差值。

图 4 与图 5 振动速度曲线的对比,证实了预裂缝引入带来的减振效果。预裂缝不仅削减了振动速度的峰值,还减缓了荷载的升速。对于有效控制爆

破振动对巷道拱顶围岩稳定性的不利影响、降低振动诱发岩体松动或损伤的风险具有重要的工程实践价值。

4 爆破方案设计

在本研究工程项目中,围岩为 IV 级软弱围岩,原方案与优化后方案炮孔布置对比见图 6,周边孔装药结构对比见图 7。原方案进行光面爆破,爆破装药具体参数见表 4;优化后方案进行预裂-光面协同爆破,爆破装药具体参数见表 5。

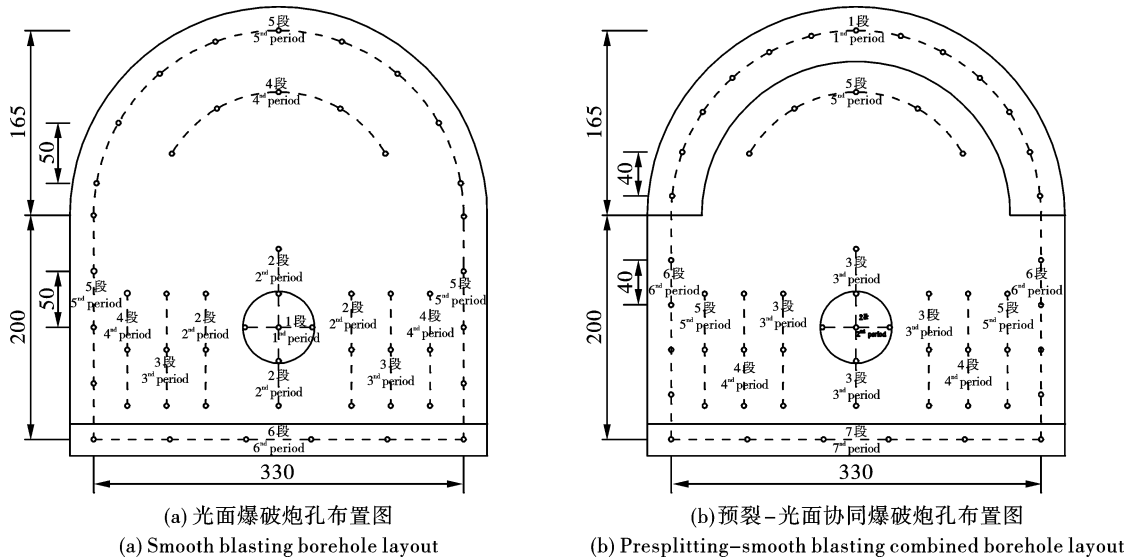


图 6 炮孔布置对比图(单位:cm)

Fig. 6 Comparison of borehole layouts(unit:cm)

5 现场爆破试验

现场试验在姑山铁矿 - 350 m 水平巷道实施,该段围岩为节理发育的高岭土化闪长玢岩。采用优化后的预裂-光面协同爆破进行 3 次巷道掘进爆破,

爆破完成后进入现场观察巷道情况,预裂缝已成功形成并贯穿拱顶设计轮廓线。预裂缝呈现出基本连续的细缝状形态,局部因岩性差异或节理影响略有起伏,但整体上保持了较好的线性连贯性。发现穿过软弱夹泥围岩带的区域未发生掉块或垮塌。孔壁

光滑平直,无明显超挖现象,爆破后巷道现场图如图8所示。经排险作业后,围岩结构保持完整,无明显损伤迹象。说明爆破参数设置合理,能够在不剧烈

损伤岩体的前提下,进行有效的巷道爆破掘进,证明了预裂-光面协同爆破在实际巷道掘进中能够进行工程实践运用。

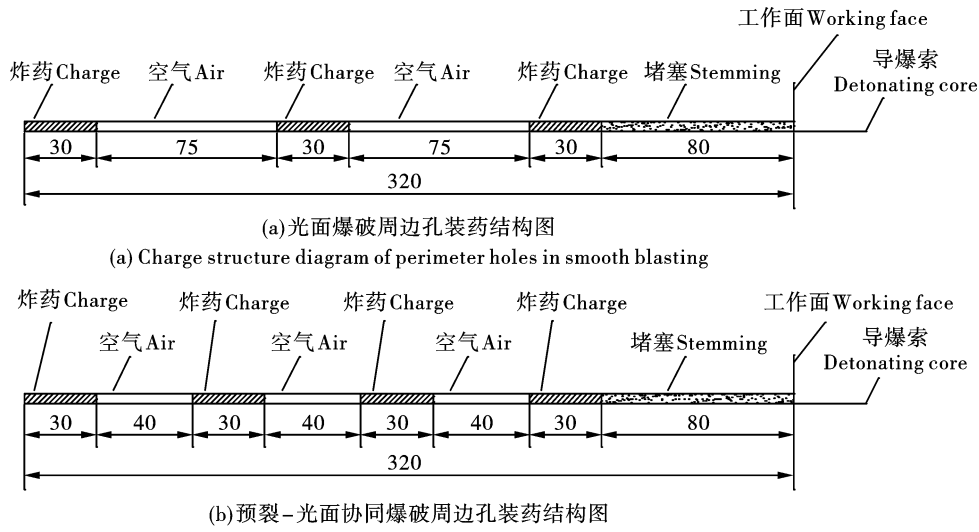


图7 周边孔装药结构对比图(单位:cm)

Fig. 7 Comparison of charge structures for perimeter holes(unit:cm)

表4 光面爆破装药设计表

Table 4 Smooth blasting charge design

炮孔名称 Hole designation	炮孔数量/个 Number of holes/pcs	孔长 Hole length/cm	单孔药量 Charge per hole/kg	总药量 Total charge/kg	雷管段别 Detonator delay period
掏槽孔 Cut holes	5	320	2.4	12.0	1段 1 st period
辅助孔 Relief holes	25	320	1.6	40.0	2、3、4段 2 nd 、3 nd 、4 nd periods
周边孔 Perimeter holes	17	320	1.2	20.4	5段 5 nd period
底孔 Bottom holes	6	320	2.0	12.0	6段 6 nd period
总计 Total	53			84.4	

表5 预裂-光面协同爆破装药设计表

Table 5 Presplitting-smooth blasting combined charge design

炮孔名称 Hole designation	炮孔数量/个 Number of holes/pcs	孔长 Hole length/cm	单孔药量 Charge per hole/kg	总药量 Total charge/kg	雷管段别 Detonator delay period
掏槽孔 Cut holes	5	320	2.4	12.0	2段 2 nd period
辅助孔 Relief holes	25	320	1.6	40.0	3、4、5段 3 nd 、4 nd 、5 nd periods
周边孔(预裂) Perimeter holes(presplitting blasting)	13	320	1.6	20.8	1段 1 st period
周边孔(光面) Perimeter holes(smooth blasting)	8	320	1.2	9.6	6段 6 st period
底孔 Bottom Holes	6	320	2.0	12.0	7段 7 st period
总计 Total	57			94.4	



图8 巷道预裂-光面协同爆破后现场图

Fig. 8 Field view of roadway after presplitting-smooth blasting combined excavation

6 结论

本研究针对软岩巷道掘进中超挖控制难题,提出并系统研究了预裂-光面协同爆破方法。主要结论如下:

(1)应力波衰减机制明确:数值分析验证了预裂缝通过波阻抗突变(反射系数 $>99.9\%$)显著衰减应力波传播,并将瞬态冲击荷载转化为毫秒级缓释荷载,阻断能量叠加与损伤累积链。

(2)围岩损伤有效控制:数值模拟表明,相较于传统光面爆破(拱顶损伤深度 1.3 m),协同方案将损伤区严格限制在预裂缝内侧,拱顶损伤深度降至 0.3 m (降幅约 77%)。预裂缝形成连续低损伤屏障是核心机制。

(3)爆破振动显著降低:振动速度分析显示,预裂-光面协同爆破拱顶测点峰值振动速度较光面爆破大幅下降,荷载作用模式由“陡升缓降”转变为上升平缓、峰值滞后的“毫秒级缓释”,能量在时间和空间上更均匀。

(4)现场应用效果验证:在姑山铁矿复杂软岩巷道中的试验表明,相较于传统光面爆破导致的明显超挖,预裂-光面协同爆破有效控制了轮廓成形质量,软弱夹层区域围岩保持完整,未出现掉块垮塌。

综上所述,预裂-光面协同爆破通过预裂缝的应力屏障作用与优化的爆破参数,显著降低了软岩巷道的爆破损伤与振动,有效控制了超挖,为软岩巷道安全高效掘进提供了可行的技术方案。

参考文献 (References)

[1] 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.

[1] ZHANG Jian-guo, YANG Wen, WANG Hai-bo, et al. Influence of the angle between bedding planes and blast

holes on the effect of smooth blasting in tunnels[J]. Engineering Blasting, 2025, 31(1):24-33. (in Chinese)

[2] 黄高翔,许国庆,姚强,等.小断面隧洞聚能水压光面爆破试验[J].爆破,2025,42(1):89-96.

[2] HUANG Gao-xiang, XU Guo-qing, YAO Qiang, et al. Experiment on shaped charge hydraulic smooth blasting in small-section tunnels[J]. Blasting, 2025, 42(1):89-96. (in Chinese)

[3] 胡桂斌.夹泥灰岩隧道爆破参数对超欠挖的影响研究[J].工程爆破,2024,30(2):78-87.

[3] HU Gui-bin. Study on the influence of blasting parameters on overbreak and underbreak in argillaceous limestone tunnels[J]. Engineering Blasting, 2024, 30(2):78-87. (in Chinese)

[4] HONG Zhi-xian, TAO Ming, CUI Xue-jiao, et al. Experimental and numerical studies of the blast-induced overbreak and underbreak in underground roadways[J]. Underground Space, 2023, Volume 8:61-79.

[5] WU Xiao-dong, GONG Min, WU Yi-fan, et al. Experimental and numerical study on the cumulative-deck charging structure based on explosive sympathetic detonation in tunnel smooth blasting[J]. Alexandria Engineering Journal, 2025, Volume 116:561-57.

[6] LI Xin-ping, HUANG Jun-hong, LUO Yi, et al. A study of smooth wall blasting fracture mechanisms using the Timing Sequence Control Method[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2017, Volume 92:1-8.

[7] LI Zhuo, HU Yu, WANG Gen-zhong, et al. Study on cyclic blasting failure characteristics and cumulative damage evolution law of tunnel rock mass under initial in-situ stress[J]. Engineering Failure Analysis, 2023, Volume 150:107310.

[8] 马洲洲,蒋海明,刘科伟,等.地应力对岩体预裂爆破成缝过程的影响[J/OL].爆炸与冲击:1-21. [2025-07-13]. <https://doi.org/10.11883/bzycj-2024-0365>.

[8] MA Si-zhou, JIANG Hai-ming, LIU Ke-wei, et al. Influence of in-situ stress on the fracture process of rock mass in presplitting blasting[J/OL]. Explosion and Shock Waves:1-21. [2025-07-13]. <https://doi.org/10.11883/bzycj-2024-0365>. (in Chinese)

[9] 李潜,李海波,傅帅阳,等.高地应力下双孔爆破成缝最优孔间距研究[J].岩石力学与工程学报,2025,44(3):678-690.

[9] LI Qian, LI Hai-bo, FU Shuai-yang, et al. Research on optimal hole spacing for fracture formation in double-hole blasting under high in-situ stress[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2025, 44(3):678-690. (in Chinese)