

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2026.03.010

巷道超欠挖厚度测量及周边孔爆破参数优化研究*

覃永华¹, 成林青¹, 黄安平², 邵文锋¹, 陈 聪¹, 陆华耿¹, 李沅昊², 王 品^{1,2,3}

(1. 广西佛子矿业有限公司, 梧州 543100; 2. 广西大学 资源环境与材料学院, 南宁 530004;

3. 中南大学 资源安全与工程学院, 长沙 410083)

摘 要: 在巷道爆破掘进中, 不合理的周边孔参数设计易导致超欠挖, 从而影响开挖效率和围岩稳定性。以广西佛子铅锌矿某巷道为例, 首先采用手持三维激光扫描仪对巷道开挖面进行扫描, 并选取不同巷道截面进行超欠挖分析; 随后利用 LS-DYNA 软件建立周边孔三维数值模型进行巷道爆破开挖复现; 对孔间距、单孔装药量和光爆层厚度等参数进行优化, 定性和定量分析了不同巷道截面下的损伤范围, 最后将研究成果用于现场验证, 并提出相关性决定系数 R^2 在巷道开挖面平整度评估中的物理意义。结果表明: (1) 当前数值模型很好地复现了巷道岩体在爆破荷载下的损伤演化规律, 且现行方案会造成明显超欠挖, 超挖集中在装药段, 欠挖多发生在孔口和孔底; (2) 孔间距和单孔装药量偏大均会导致围岩超挖平均厚度变大, 而光爆层厚度在 40~60 cm 区间时对其影响不大; (3) 当周边孔由连续装药改为分段装药, 且采用孔间距 60 cm、单孔装药量 1.5 kg 和光爆层厚度 40 cm 时, 现场超挖最大厚度由 38.5 cm 降至 27.4 cm, 欠挖最大厚度由 44.5 cm 降至 20.9 cm, 相关性决定系数 R^2 由 0.339 提高至 0.841。巷道围岩的超欠挖、爆后轮廓平整度得到有效控制。

关键词: 巷道超欠挖; 爆破参数; 三维激光扫描; 数值模拟; 现场验证; 相关性决定系数

中图分类号: TD235.3 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2026)03-0100-12

Measurement of Overbreak and Underbreak Thickness and Optimization of Perimeter Hole Blasting Parameters in Roadways

QIN Yong-hua¹, CHENG Lin-qing¹, HUANG An-ping², SHAO Wen-feng¹,

CHEN Cong¹, LU Hua-geng¹, LI Yuan-hao², WANG Pin^{1,2,3}

(1. Guangxi Fozhi Mining Co., Ltd., Wuzhou 543100, China; 2. School of Resources, Environment and Materials, Guangxi University, Nanning 530004, China; 3. School of Safety and Resources Engineering, Central South University, Changsha 410083, China)

Abstract: In tunnel blasting operations, inappropriate peripheral-hole design parameters frequently lead to overbreak and underbreak phenomena, adversely affecting excavation efficiency and jeopardizing the structural integrity of surrounding rock formations. Using a tunnel project at the Guangxi Fozhi Lead-Zinc Mine as the case study, this research initially employed a handheld 3D laser scanner to acquire excavation-face geometric data, with multiple tunnel sections selected for overbreak and underbreak quantification. Subsequently, an LS-DYNA numerical model was de-

收稿日期 (Date of reception): 2025-11-17

网络首发日期 (Published online): 2026-01-20

作者简介: 覃永华 (1977-), 男, 本科、中级工程师, 主要从事矿山爆破技术研究, (E-mail) qinyonghua0847@126.com.

通信作者: 王 品 (1992-), 男, 博士、副教授、高级爆破工程师, 主要从事工程爆破理论及数值模拟研究, (E-mail) pinwang8023@gmail.com.

基金项目: 国家自然科学基金项目 (52504079); 广西自然科学基金项目 (2024GXNSFBA010427, 2025GXNSFAA069611)

About the author: QIN Yong-hua (1977-), male, bachelor's degree, intermediate engineer, primarily engaged in mining blasting technology research, (E-mail) qinyonghua0847@126.com.

Corresponding author: WANG Pin (1992-), male, Ph. D, associate professor, senior blasting engineer, primarily engaged in research on engineering blasting theory and numerical simulation, (E-mail) pinwang8023@gmail.com.

Fund Programs: National Natural Science Foundation of China (52504079), Natural Science Foundation of Guangxi Province (2024 GXNSFBA010427, 2025GXNSFAA069611)

veloped to simulate the contour blasting excavation process with high fidelity. Critical parameters including hole spacing, explosive charge per blasthole, and smooth blasting layer thickness were systematically optimized. Comprehensive qualitative and quantitative analyses were performed to evaluate damage zones across various tunnel sections. Field validation of the optimized design was conducted, incorporating the coefficient of determination R^2 to quantitatively assess excavation face smoothness and its engineering significance. The results demonstrate that: (1) The numerical model effectively captures the damage progression in surrounding rock mass under blasting loads, revealing significant overbreak primarily in the charged sections and underbreak near the blasthole collar and bottom under current blasting parameters; (2) Excessive hole spacing and charge quantity substantially increase average overbreak thickness, while smooth blasting layer thickness (40 ~ 60 cm range) exhibits comparatively minor influence; (3) Implementing decked charging structure instead of continuous charging with optimized parameters (60 cm spacing, 1.5 kg per hole, 40 cm smooth blasting layer) reduces maximum overbreak depth from 38.5 cm to 27.4 cm, decreases maximum underbreak depth from 44.5 cm to 20.9 cm, and improves tunnel contour matching coefficient from 0.339 to 0.841. The optimized blasting parameters successfully mitigated overbreak and underbreak in surrounding rock mass while significantly improving the contour smoothness of the tunnel excavation faces.

Key words: tunnel overbreak and underbreak; blasting parameters; 3D laser scanning; numerical simulation; field verification; coefficient of determination

钻爆法因其成本低、效率高等优点,在巷道掘进中得到广泛应用^[1-3]。然而,钻爆法通常会对围岩造成破坏,导致超欠挖,这种破坏会恶化围岩力学性能,降低其稳定性,进而增加支护成本并延长工期。为了能最大限度控制爆破对围岩的损伤并获得光滑的开挖轮廓面,光面爆破技术被广泛采用^[4],其中周边孔参数设计是保障光面爆破成败的关键,为此很多学者们对此展开了大量研究。

彭建宇等结合相似模拟实验和数值模拟分析了周边孔间距对巷道成型效果的影响^[5],得出了孔间距会影响开挖面平整度和损伤区厚度的结论;张理维等对某金矿巷道爆破掘进的炮孔布置进行优化^[6],结果发现过大的周边孔间距会抑制相邻孔的损伤贯通。在考虑孔间距的基础上,陈正林等还研究了微差时间、不耦合系数对隧道超欠挖的影响^[7],并根据研究结论优化爆破方案和现场验证;刘淑鹏等还研究了孔内间隔装药、光爆层厚度对岩石爆破损伤的影响^[8],结果表明合理的间隔装药可降低作用在岩体上的应力峰值,从而减少对围岩的扰动破坏。刘翔宇等通过 LS-DYNA 软件建立周边孔爆破数值模型^[9],研究了单孔装药量、孔间延时等参数对岩体爆破损伤的影响;同时郭伟平等采用数值模拟研究了巴岳山隧道工程中周边孔外插角度数对爆破超欠挖的影响^[10],得到了周边孔外插角不宜大于 4° 的结论。除上述参数外,学者们还从周边孔装药结构进行研究,比如张枝伟等研究了不同装药结构下巷道爆破掘进的围岩损伤规律^[11],模拟结果显示空气间隔装药的爆破损伤控制优于连续装药;赵晓明等基于某深埋引水隧洞^[12],模拟了不同

空气段间隔下的周边孔爆破损伤,得出了最佳的孔内药卷间距;王清标等在周边孔内间隔装药的基础上结合“聚能装置+数码电子雷管”起爆技术^[13],极大提高了爆后开挖面的光滑度;满轲等还尝试在周边孔布置中进行空孔间隔装药^[14],并通过现场验证了其可有效缩小围岩损伤范围。

综上所述可知,当前对于巷道爆破损伤的研究有了较为丰富的成果,但大多现有数值研究都基于二维平面或三维单双孔模型,很难反映出实际现场爆破(多孔)的岩石损伤,且对现场围岩超欠挖的测量大多基于传统方法(如直尺、全站仪),难以同时满足测量高精度和高效率要求^[15,16]。为此,本研究以广西佛子铅锌矿某巷道为工程背景,使用手持三维激光扫描仪对爆后巷道轮廓线进行扫描,并通过 Hi-LiDAR 点云处理软件对扫描数据点进行处理分析,然后基于 RHT 模型,利用 LS-DYNA 软件建立三维巷道周边孔爆破模型,分析孔间距、单孔炸药量和光爆层厚度对巷道超欠挖和损伤区范围的影响,并获得最优的爆破参数组合,最后通过现场验证证实了优化后爆破方案的优越性。

1 工程背景

1.1 工程概况

本研究试验地点为广西佛子铅锌矿某一主巷道,设计断面类似为直墙拱形,设计尺寸为 $2.4\text{ m} \times 2.5\text{ m}$ 。围岩主要以石灰岩和变质砂岩为主,普氏硬度系数 $f=12 \sim 13$,属中等难爆破岩石。当前采用基于六空孔直眼掏槽方式的钻爆法进行开挖,单次爆破孔深为 3 m ,孔径为 40 mm 。炸药采用2号乳化

炸药,直径为32 mm,长度为35 cm,300 g/卷,并采用数码电子雷管起爆;掏槽孔超深为30 cm,为分段装药:孔口段为2卷,孔底段为6卷,中间间隔20 cm的空气距离,正向起爆;单个周边孔和崩落孔均装7卷药卷,为连续装药结构,反向起爆;整体按掏槽孔、

崩落孔和周边孔顺序起爆,延期时间为300 ms,原炮孔设计参数和爆破效果如图1所示。明显看出当前爆破方案设计未能遵循“多打孔,少装药”的原则,周边孔间距在100~130 cm,且现场炮孔未按规定进行堵塞起爆。

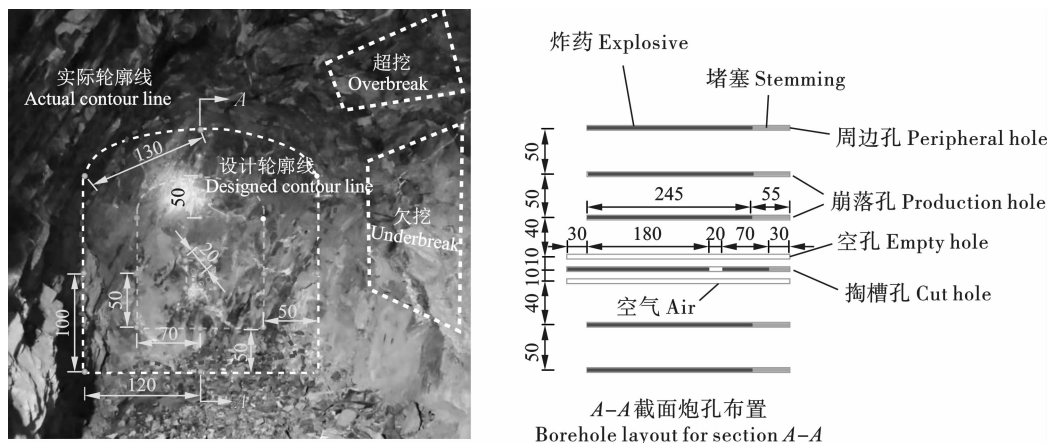


图1 原炮孔布置设计及爆破效果(单位:cm)

Fig. 1 Original blasthole layout design and blasting effect(unit:cm)

1.2 超欠挖分析

利用手持式三维激光扫描仪对爆后巷道进行全方位高精度扫描,得到大量巷道轮廓数据点并导入Hi-LiDAR三维点云处理软件进行抽稀处理,最后得到了最贴近真实的爆后巷道。对当次爆后的3 m长巷道段进行分析,从自由面开始,每隔0.5 m取一个截面进行巷道超欠挖分析,如图2所示。截面 $Z=0\sim 0.5$ m处均出现了欠挖,这是由于炮孔未堵塞导致爆生气体提前泄漏,爆炸能量与岩体作用时间减

少。截面 $Z=1\sim 3$ m为连续装药段,截面 $Z=1$ m时超挖最大,为38.5 cm;截面 $Z=3$ m时欠挖最大,为44.5 cm,这是因为孔底处的岩石夹制力大,促使爆破应力波衰减加快。同时,超挖范围随离自由面距离的增大而呈现出先增大后缩小的趋势,而欠挖范围却随离自由面距离的增大而呈现出先缩小后增大的趋势。超挖平均厚度为34.3 cm,欠挖平均厚度为10.3 cm。因此,采用当前爆破方案时,超欠挖现象明显,进而导致巷道掘进效率低且支护成本高。

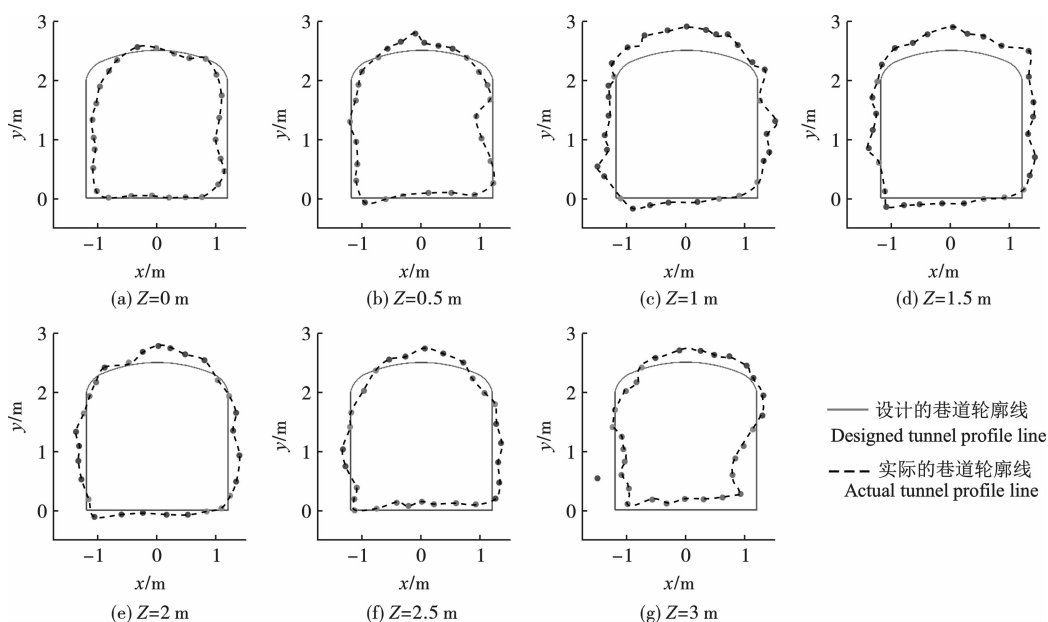


图2 不同截面 Z 处的超欠挖情况

Fig. 2 Overbreak and underbreak conditions at different section Z positions

2 数值模拟模型建立

2.1 岩体 RHT 参数的确定

本文采用的 RHT 主要参数如表 1 所示,其中岩石的基本物理力学参数可由室内试验直接获得,而其他参数则通过文献[17]提供的方法获得。

2.2 其他参数

炸药采用高能炸药材料模型,在爆炸过程中的

动力膨胀特性可被 JWL 状态方程较好描述^[18]

$$P=A_e\left(1-\frac{\omega}{R_1V}\right)e^{-R_1V_e}+B\left(1-\frac{\omega}{R_2V}\right)e^{-R_2V_e}+\frac{\omega E_e}{V_e}$$

(1)

式中: P_e 为爆轰产物压力; A_e 、 B_e 、 R_1 、 R_2 、 ω 为材料常数; V_e 是爆轰产物相对体积; E_e 为初始比内能。炸药参数如表 2 所示^[19],空气、炮泥参数列于表 3、表 4 中^[20]。

表 1 岩石的主要 RHT 参数
Table 1 Primary RHT parameters of rock

密度 Density/ (kg·m ⁻³)	剪切模量 Shear modulus/ GPa	抗压强度 Compressive strength/MPa	多项式系数 Polynomial coefficients		
			A ₁ /GPa	A ₂ /GPa	A ₃ /GPa
2.74×10 ³	20.6	127.72	57.17	91.48	49.74

表 2 炸药参数
Table 2 Explosive parameters

密度 Density/ (kg·m ⁻³)	爆速 Detonation velocity/ (m·s ⁻¹)	爆压 Detonation pressure/GPa	比内能 Specific internal energy/(GJ·m ⁻³)	方程参数 Equation parameters				
				A _e /GPa	B _e /GPa	R ₁	R ₂	ω
1.066×10 ³	3.4×10 ³	5.2	4.19	214.2	18.1	4.2	1.85	0.15

表 3 空气材料参数
Table 3 Air material parameters

密度 Density/ (kg·m ⁻³)	体积内能 Volume internal energy/(J·m ⁻³)	方程参数 Equation parameters						
		C ₀	C ₁	C ₂	C ₃	C ₄	C ₅	C ₆
1.29	2.5×10 ⁵	0	0	0	0	0.4	0.4	0

表 4 炮泥材料参数
Table 4 Parameters of stemming materials

密度 Density/ (kg·m ⁻³)	泊松比 Poisson's ratio	剪切模量 Shear modulus/ MPa	内聚力 Cohesion force/MPa	摩擦系数 Friction coefficient	内摩擦角 Internal friction angle/°
1.68×10 ³	0.35	16	0.018	9.5	37

2.3 模型建立

由于实际爆破中围岩的破坏主要是由周边孔爆破作用引起的,且周边孔布置左右对称,为提高计算效率,只建立了含有光爆层的一半三维巷道数值模型,图 3 为计算工况模型之一。掌子面和已开挖面采用自由边界,对称面采用对称边界,其余面均采用无反射边界,以实现巷道处于无限岩体中的状态,炸药采用反向起爆。

3 数值模拟结果分析

3.1 原周边孔爆破的数值结果分析

通过损伤值 D 来判定岩体的损伤情况, $0\leq D\leq 0.2$ 表示未受到爆破影响, $0.2<D<0.7$ 为不同程度的损伤区, $0.7\leq D\leq 1$ 为明显开裂的超挖区^[21]。以图 4 巷道直墙截面为例进行爆破过程分析:首段药卷起爆后,孔周岩体被压碎,形成空腔和外缘初始损伤区,随后相邻孔产生的应力波在孔间传播并叠

加,损伤区沿两孔连心线扩展并贯通;压缩波随着孔内药卷依次起爆继续传至孔口自由面后反射为拉伸波,由于岩石抗拉强度远小于抗压强度,孔口岩体发

生拉伸破坏,即产生层落现象。在 $t = 5 \text{ ms}$ 时损伤区域基本稳定,整个爆炸过程完成。

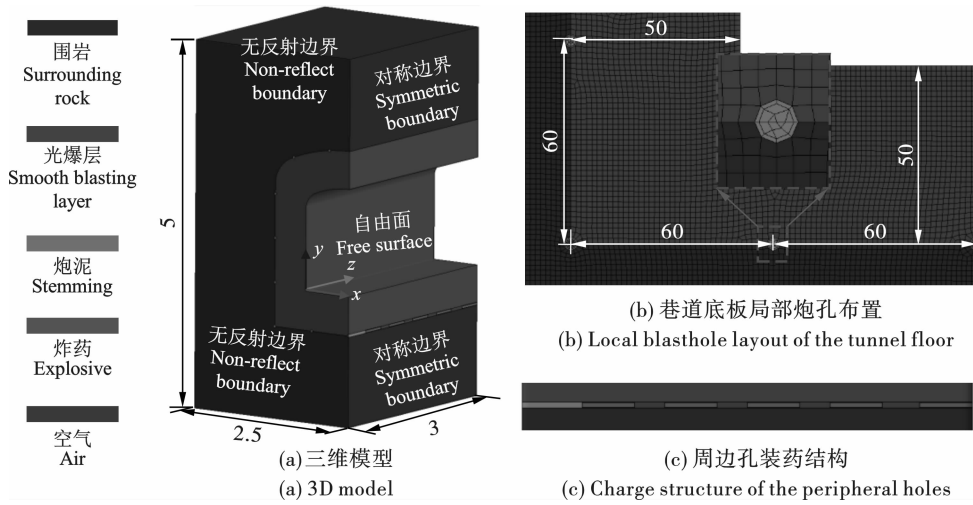


图3 有限元数值模型(单位:m)

Fig. 3 Finite element numerical model(unit:m)

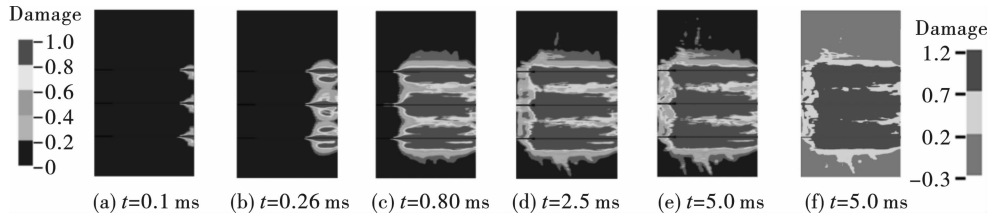


图4 原巷道周边孔爆破直墙处的损伤变化图

Fig. 4 Damage variation of the original tunnel peripheral hole blasting at the straight wall

为了更直观地观察爆后岩体的损伤情况,将 $0.2 < D < 0.7$ 的区域以肉色表示, $D \geq 0.7$ 的区域以深红色表示,如图4(f)、图5所示,截面 $Z = 0 \text{ m}$ 处岩体仅发生轻微损伤,而截面 $Z = 0.5 \text{ m}$ 处破坏尤为严重;随着 Z 值增大,超挖范围总体呈“先增大后减小”,并在截面 $Z = 1.5 \text{ m}$ 处达到最大,模拟得到的最大超挖厚度为 39.4 cm ,平均超挖厚度为 36.5 cm ,均略大于现场实测值。这是由于模拟中岩体采用相对均质的连续体及完整岩石参数,但现场

岩体为含节理裂隙的非连续介质,这些原生弱面会严重影响应力波的传播路径和能量耗散。模拟结果还表明,损伤区厚度范围在 $36.1 \sim 115.2 \text{ cm}$,平均厚度为 64.7 cm ,远小于支护锚杆的长度 (1.6 m),总体支护有效;但局部最大损伤厚度导致锚杆有效锚固段缩短,加大围岩的局部失稳风险。综上所述,该数值模拟的超欠挖情况和现场测量结果基本一致,表明采用该模型进行后续爆破参数优化研究是可行。

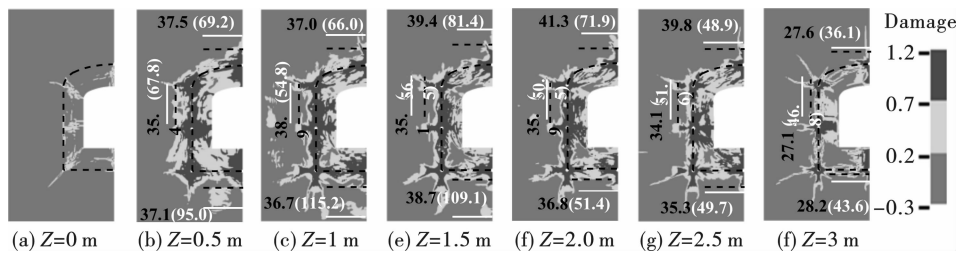


图5 原周边孔爆破下不同截面 Z 处的最终损伤云图

Fig. 5 Final damage cloud diagram at different section Z positions under original peripheral hole blasting

3.2 爆破参数优化

巷道超欠挖与周边孔参数密切相关。结合现场条件选取优化的爆破参数为孔间距 S 、单孔装药量 Q 和光爆层厚度 W 3 种。为便于分析,采用单因素数值试验设计:①以孔间距 S 为自变量,取 30、40、60、80、120 cm,单孔装药量和光爆层厚度分别固定为 $Q=1.5$ kg、 $W=50$ cm;②以单孔装药量 Q 为自变量,取 0.9、1.2、1.5、1.8、2.1 kg,孔间距和光爆层厚度分别固定为 $S=60$ cm、 $W=50$ cm;③以光爆层厚度 W 为自变量,取 40、45、50、55、60 cm,孔间距和单孔装药量分别固定为 $S=60$ cm、 $W=1.5$ kg。共得到 15 个计算工况,同时每种工况中均采用 40 cm 长的炮泥堵塞和分段装药。

在此基础上,通过分析各工况不同截面 Z 处的损伤云图和超欠挖数据,统计超挖平均厚度、围岩损伤区平均厚度、总损伤面积(损伤区面积与超挖区面积之和)以及光爆层损伤比(光爆层总损伤面积

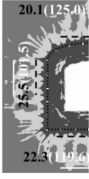
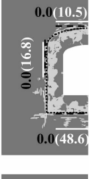
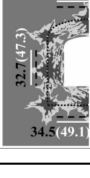
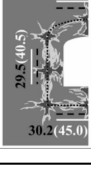
与光爆层总面积之比)等指标,用于评价不同参数组合下爆破效果。

3.2.1 孔间距 S 对周边孔爆破损伤的影响

周边孔间距是影响开挖面平整度的决定因素。在单孔装药量 Q 和光爆层厚度 W 不变时,不同孔间距 S 下的岩体最终损伤云图如表 5 所示。当孔间距 S 为 30~60 cm 时,各孔间均形成贯通裂纹,不同截面处的损伤区外轮廓线较光滑,但在孔间距 S 为 30~40 cm 时,截面 $Z=0.5\sim 1.5$ m 处的损伤区最大厚度均扩展到模型边界,大大削弱了围岩的稳定性。随着孔间距 S 增大,孔间叠加应力波峰值降低,损伤区厚度逐渐减小;当孔间距 S 增大到 80~120 cm 时,孔口和孔底处部分相邻孔间的叠加应力峰值小于岩石极限动态抗压强度,贯通裂纹难以形成,直墙与底板交界、拱肩等位置出现明显欠挖,同时光爆层存在大片蓝色连通区域也表明岩体未能有效被破碎。

表 5 不同孔间距 S 影响下不同截面 Z 处的岩石最终损伤云图

Table 5 Final rock damage cloud diagrams at different section Z positions under different hole spacings (S)

周边孔间距 Peripheral hole spacing S	截面 Section Z						
	0 m	0.5 m	1 m	1.5 m	2 m	2.5 m	3 m
30 cm	 3.6 (69.1) 1.2 (83.8) 0.5 (85.5)	 41.4 (94.0) 47.3 (106.6) 52.8 (117.3)	 41.7 (123.1) 37.3 (106.6) 31.9 (85.0)	 28.6 (120.8) 23.6 (105.5) 31.4 (118.7)	 24.1 (84.1) 25.0 (100.5) 23.2 (90.5)	 7.4 (94.5) 17.7 (94.5) 6.8 (86.4)	 30.9 (47.7) 29.1 (34.1) 25.1 (35.5)
	 4.0 (70.5) 2.2 (67.7) 0.1 (64.1)	 31.9 (115.9) 35.5 (106.6) 39.1 (117.3)	 39.7 (123.7) 30.5 (106.6) 30.9 (118.7)	 20.1 (125.0) 24.5 (105.5) 22.3 (109.6)	 20.5 (80.4) 19.1 (96.8) 21.4 (92.1)	 7.2 (70.5) 12.7 (85.9) 8.2 (82.4)	 30.1 (41.8) 20.5 (39.6) 21.4 (38.6)
40 cm	 0.0 (57.4) 0.0 (36.8) 0.0 (51.3)	 30.1 (52.4) 30.5 (83.4) 30.0 (109.6)	 35.2 (45.6) 31.1 (64.9) 31.0 (47.4)	 28.5 (39.7) 23.9 (46.8) 23.4 (42.2)	 20.3 (41.2) 24.5 (42.7) 22.9 (42.2)	 21.9 (49.9) 22.9 (45.3) 24.4 (43.7)	 27.4 (39.8) 26.7 (46.6) 25.7 (39.2)
	 0.0 (10.5) 0.0 (16.8) 0.0 (48.6)	 32.7 (60.5) 33.4 (90.4) 32.3 (74.6)	 35.0 (55.5) 33.5 (46.8) 31.4 (45.5)	 36.8 (49.1) 32.8 (46.9) 30.1 (42.3)	 32.7 (46.4) 30.1 (42.7) 31.9 (46.3)	 19.2 (39.6) 18.6 (38.6) 29.2 (59.6)	 27.3 (46.8) 28.5 (41.9) 28.2 (43.2)
60 cm	 0.0 (36.8) 0.0 (8.6) 0.0 (21.9)	 38.6 (56.4) 37.4 (83.4) 34.1 (61.8)	 37.3 (64.1) 33.2 (46.6) 31.8 (51.9)	 41.4 (63.2) 30.5 (45.0) 37.7 (50.5)	 36.3 (46.8) 32.7 (47.3) 34.5 (49.1)	 23.2 (65.0) 29.1 (38.6) 31.8 (36.8)	 31.4 (53.2) 29.5 (40.5) 30.2 (45.0)
	 0.0 (10.5) 0.0 (16.8) 0.0 (48.6)	 32.7 (60.5) 33.4 (90.4) 32.3 (74.6)	 35.0 (55.5) 33.5 (46.8) 31.4 (45.5)	 36.8 (49.1) 32.8 (46.9) 30.1 (42.3)	 32.7 (46.4) 30.1 (42.7) 31.9 (46.3)	 19.2 (39.6) 18.6 (38.6) 29.2 (59.6)	 27.3 (46.8) 28.5 (41.9) 28.2 (43.2)

对不同孔间距工况下的损伤情况进行统计,如图6所示。孔间距 S 增大时,单孔爆破作用更明显,超挖平均厚度随之增大,断面平整度下降;而孔间距 S 在30~40 cm时,虽然超挖厚度较小,但损伤区平均厚度和总损伤面积却明显增大,损伤区平均厚度

范围为39.1~126.7 cm,不利于锚杆支护后的围岩稳定。因此,综合孔间距 S 对钻孔工作量、超欠挖控制和光爆层有效破碎的影响,孔间距 S 取60 cm时,各项损伤指标处于较为居中的合理区间,因此选取60 cm作为后续优化方案的推荐孔间距。

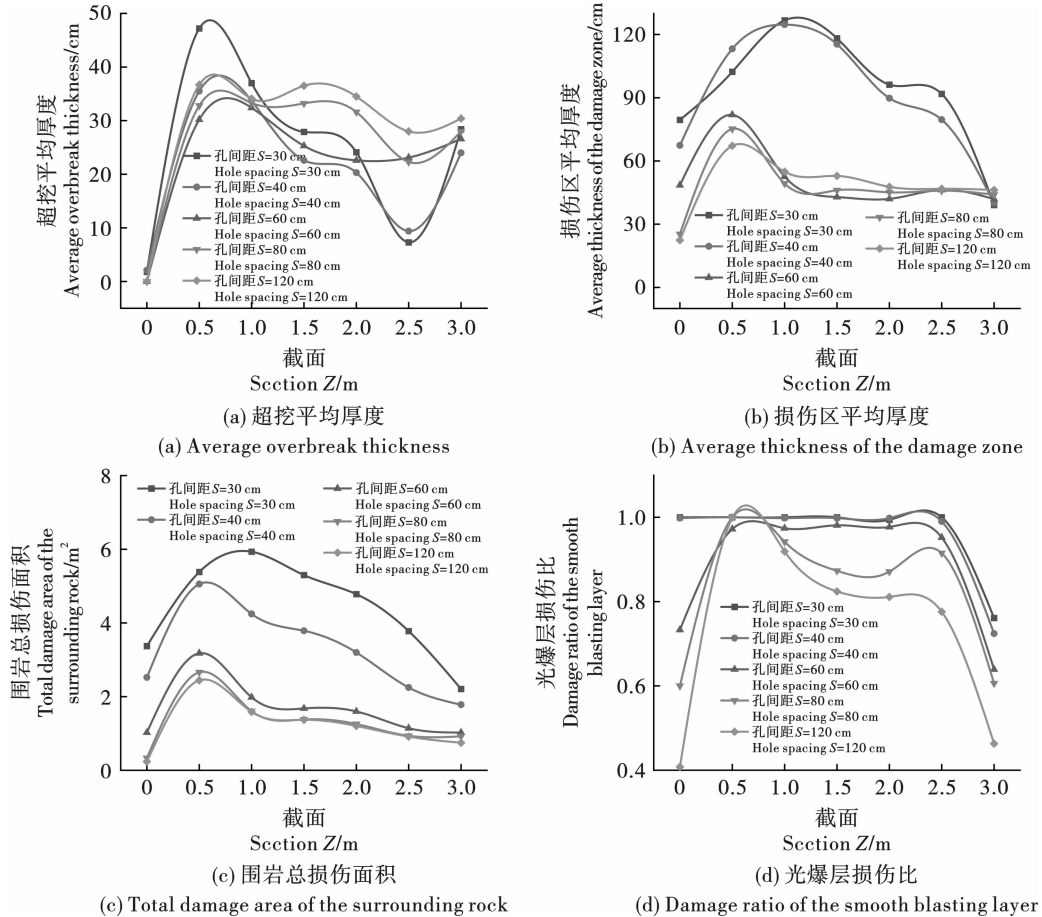


图6 不同周边孔间距 S 影响下的岩石损伤情况

Fig. 6 Rock damage under different peripheral hole spacings S

3.2.2 单孔炸药量 Q 对周边孔爆破效果的影响

在孔间距 S 和光爆层厚度 W 不变的条件下,改变单孔装药量 Q 时孔内药卷间的空气间隔距离也会改变,进而影响沿孔轴向的应力波叠加效果,如图7所示。数值结果表明,装药段的炮孔连心线上的岩体均能形成贯穿裂纹,而未装药段能否贯穿受孔内空气间隔距离影响。在单孔装药量 $Q=0.9\sim 1.2$ kg时,未装药段截面处相邻孔间未能形成贯穿裂纹,损伤范围均比装药段小,说明间隔装药可有效降低岩石损伤。当单孔炸药量 Q 从0.9 kg增大到1.5 kg,空气间隔由77.5 cm减到21.25 cm,截面 $Z=0$ m和 $Z=2.5$ m等处光爆层区域岩体破坏更加充分,其余未装药段截面处相邻孔间的贯穿裂纹也均形成,这反映出较短的空气间隔有利于沿轴向应

力波提前叠加和峰值放大。当单孔装药量 Q 增加到1.8 kg时,截面 $Z=1\sim 1.5$ m处损伤区均扩大到模型边界,围岩稳定性受到明显削弱。

由统计结果图8可知,在单孔装药量 $Q=0.9$ kg时,超挖平均厚度最小,但其随截面 Z 变化幅度最大,爆后巷道轮廓起伏较大;而在单孔装药量 $Q=1.5\sim 2.1$ kg范围内,超挖平均厚度沿孔深变化较缓,表明成型平整度明显改善。其中在单孔装药量 $Q=1.5$ kg时,不同截面损伤区的平均厚度变化幅度最小,范围在41.9~81.9 cm,平均值为51.3 cm,既避免了过度损伤,又保证了光爆层岩体的有效破碎。故综合考虑超欠挖情况、围岩损伤和光爆层岩体的有效破碎等指标,单孔装药量 Q 宜选择1.5 kg。

由统计结果图 9 可知,光爆层厚度 W 在 40 ~ 60 cm 区间变化时,对超挖平均厚度和围岩总损伤面积的影响不如孔间距 S 和单孔装药量 Q 敏感,但

损伤区平均厚度总体上随光爆层厚度 W 增大而增大,光爆层损伤比则随光爆层厚度 W 增大而降低,尤其在孔底和自由面附近光爆层岩体破碎程度明显

减弱,而其他截面 Z 处光爆层破碎基本能满足开挖要求。因此考虑围岩超欠挖控制和光爆层岩体的有效开挖,推荐采用 40 cm 的光爆层厚度。

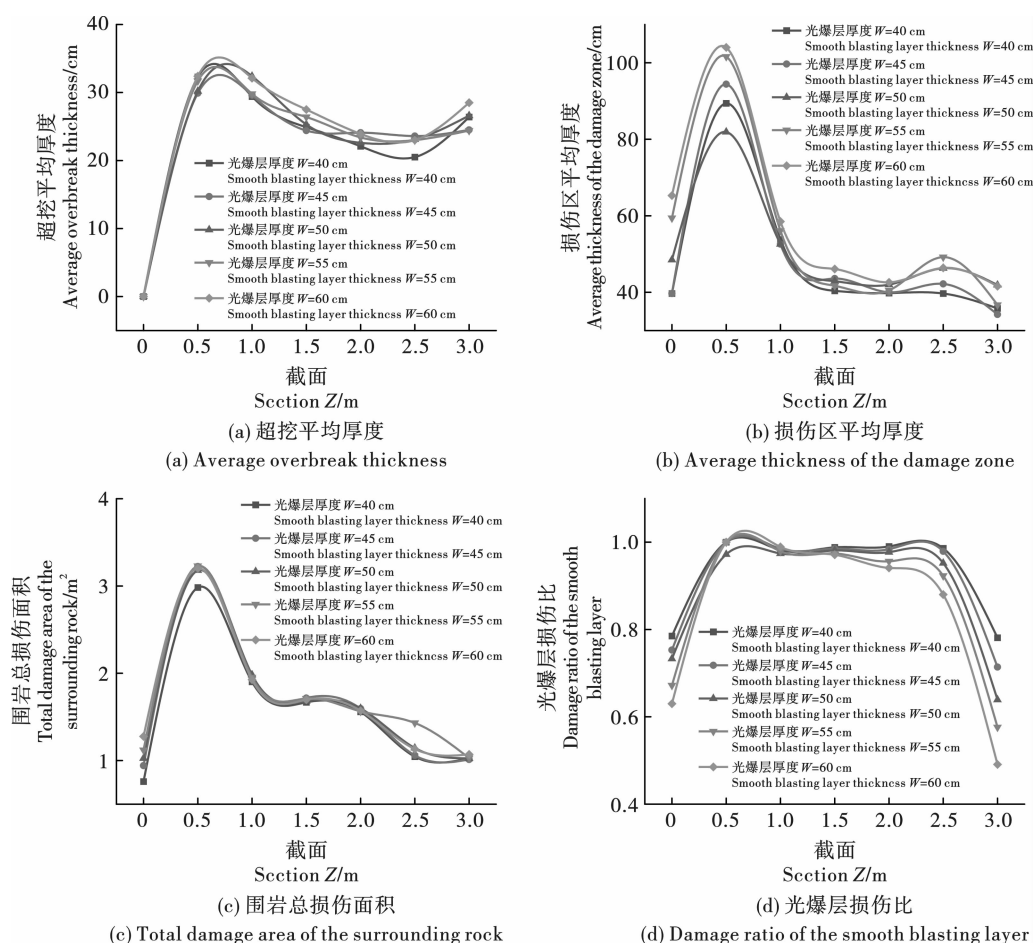


图9 不同光爆层厚度 W 影响下的岩石损伤情况

Fig. 9 Rock damage under different smooth blasting layer thicknesses W

4 现场试验

为了控制巷道掘进爆破的围岩超欠挖和损伤范围,将上述数值结果用于周边孔爆破设计,同时崩落孔间距增加 10 cm,其他炮孔参数均保持不变,并在原爆破的同一巷道进行试验,其中周边孔都进行炮泥堵塞,孔内分段装药是通过在 3 m 长的竹片上每间隔 21.25 cm 固定一个药卷来实现,共 5 卷,优化后的炮孔布置设计及爆破效果如图 10 所示。相比原方案,经优化后的爆后巷道断面平整明显更好、爆破块度更为均匀并且掌子面更为平整,大大提高了爆破效果。

爆后的巷道不同截面轮廓线如图 11 所示。优化后的巷道各个截面轮廓线更为光滑,孔底和孔口出现的欠挖得到明显改善,其他截面处的超挖范围也得到控制。经优化后的爆破方案的巷道超挖平均

厚度为 20.6 cm,比原方案(34.3 cm)减少了 39.9%;最大超挖厚度为 27.4 cm,比原方案(38.5 cm)减少了 28.8%;欠挖平均厚度为 5.6 cm,比原方案(10.3 cm)减少了 45.6%;最大欠挖厚度为 20.9 cm,比原方案(44.5 cm)减少了 53%。

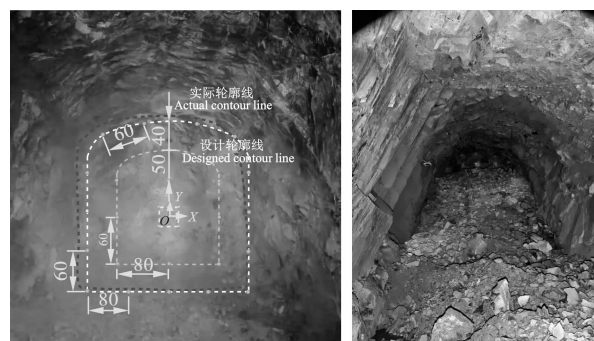
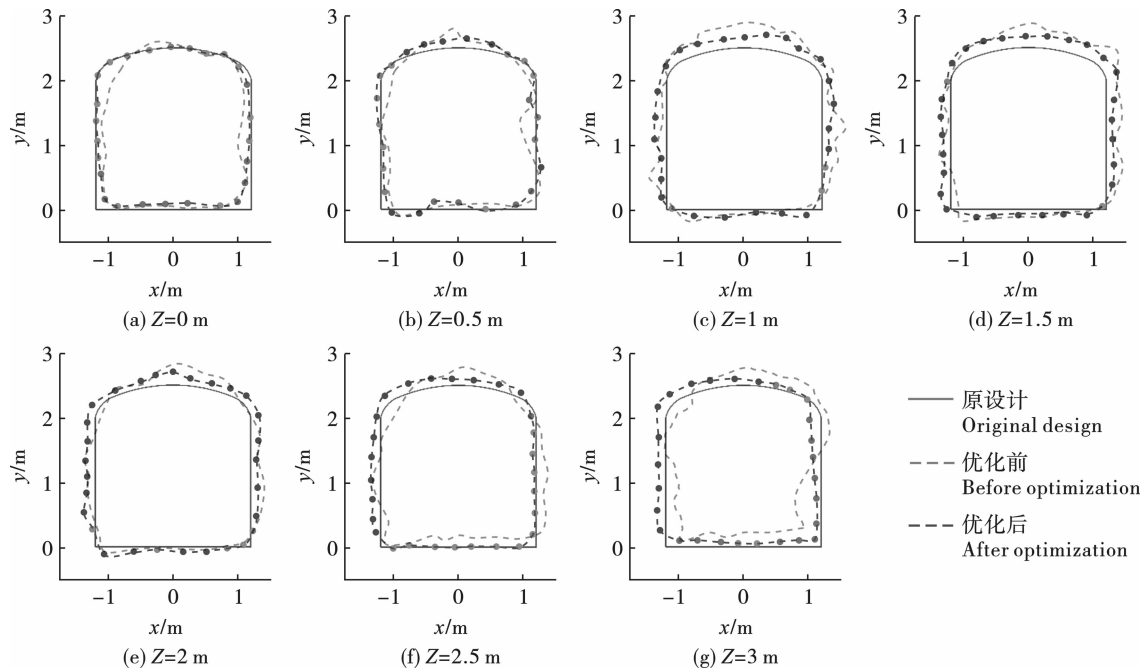


图10 优化后炮孔布置设计及爆破效果(单位:cm)

Fig. 10 Optimized blasthole layout design and blasting effect(unit:cm)

图 11 不同截面 Z 处的巷道轮廓线Fig. 11 Tunnel profile line at different section Z positions

为进一步定量评价爆破方案优化前后爆后轮廓与设计轮廓的一致性,计算设计轮廓与爆后轮廓各对应点到中心的距离,并通过以下公式计算相关性系数 R^2 。 R^2 越接近 1 表示爆后轮廓越贴合设计、越平整。

$$R^2 = 1 - \frac{\sum_{i=1}^n (r_{m,i} - \hat{r}_{m,i})^2}{\sum_{i=1}^n (r_{m,i} - \bar{r}_m)^2} \quad (2)$$

$$\hat{r}_{m,i} = ar_{d,i} + b + \varepsilon_i \quad (3)$$

$$r_{d,i} = \sqrt{(x_{d,i} - x_c)^2 + (y_{d,i} - y_c)^2} \quad (4)$$

$$r_{m,i} = \sqrt{(x_{m,i} - x_c)^2 + (y_{m,i} - y_c)^2} \quad (5)$$

式中: $\sum_{i=1}^n (r_{m,i} - \hat{r}_{m,i})^2$ 为残差平方和; $\sum_{i=1}^n (r_{m,i} - \bar{r}_m)^2$ 为总平方和; (x_c, y_c) 为设计轮廓点坐标的平均值(设计中心坐标); $(x_{d,i}, y_{d,i})$ 为设计轮廓线上第 i 个采样点的坐标; $(x_{m,i}, y_{m,i})$ 为爆后轮廓线上第 i 个采样点的坐标; $r_{d,i}$ 为第 i 个设计轮廓点到设计中心的距离; $r_{m,i}$ 为第 i 个爆后轮廓点到设计中心的距离; $\bar{r}_m$ 为爆后半径的平均值; $\hat{r}_{m,i}$ 为回归预测值; a, b 为线性拟合中的斜率和截距; ε_i 为第 i 个点的随机误差项。

优化前后的相关性决定系数 R^2 如图 12 所示,优化前不同截面 Z 处的平整度较差,平均值为 0.339,且变化范围为 0.006 ~ 0.880,说明沿孔深方

向的平整度也较差,经优化后的巷道除截面 $Z = 0.5$ m 处相关性决定系数 R^2 略低外,其他截面处的 R^2 均在 0.8 左右,变化范围为 0.607 ~ 0.933,平均为 0.841,这表明优化后的巷道平整度得到很大的提高。上述这些数据说明了优化后的爆破方案可有效地缩小超欠挖和损伤范围并提高巷道平整度。

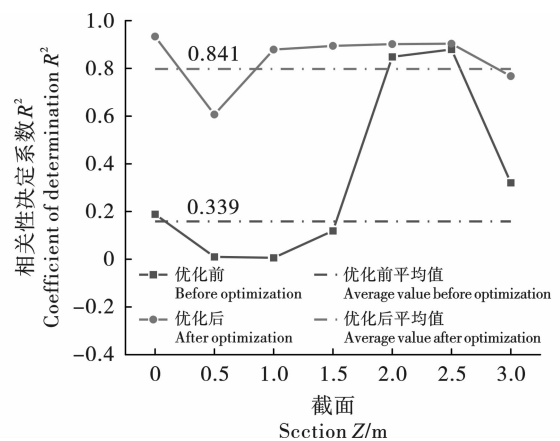


图 12 优化前后的巷道平整度

Fig. 12 Tunnel profile smoothness before and after optimization

5 结论

对现场爆后巷道进行高精度扫描测量,并结合数值模拟方法从孔间距、单孔装药量和光爆层厚度等参数对现场周边孔参数进行优化,得出的主要结

论如下:

(1) 该爆破方案导致的超挖过大主要源于连续装药。孔口和孔底处出现欠挖和破碎效果不佳,前者是因为现场未进行堵孔导致,后者是因为该处岩石夹制作用过大。

(2) 过大的孔间距和单孔装药量,均会导致围岩超挖平均厚度变大,而光爆层厚度在 40 ~ 60 cm 区间却对其影响不大。

(3) 在当前巷道岩体和现场施工条件下,周边孔由连续装药改为分段装药,且参数选择孔间距 60 cm、单孔装药量 1.5 kg 和光爆层厚度 40 cm 时,爆破所产生超欠挖和损伤区范围都能得到缩减,爆后巷道平整度大大提高,保障了开挖效率和围岩稳定性。

参考文献 (References)

- [1] 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.
- [1] HUANG Gao-xiang, XU Guo-qing, YAO Qiang, et al. Test of shaped-charge hydraulic smooth blasting for small section tunnel[J]. Blasting, 2025, 42(1): 89-96. (in Chinese)
- [2] 胡 刚,费鸿禄,郭玉新. 矿山巷道爆破掘进布孔与延时的优选研究[J]. 爆破,2025,42(3):54-62,164.
- [2] HU Gang, FEI Hong-lu, GUO Yu-xin. Optimization of hole distribution and delay time in blasting excavation of mine roadway[J]. Blasting, 2025, 42(3): 54-62, 164. (in Chinese)
- [3] 田兴朝,陶铁军,娄乾星,等. 白竹山隧道爆破超挖原因分析与控制研究[J]. 工程爆破,2022,28(5):60-66.
- [3] TIAN Xing-chao, TAO Tie-jun, LOU Qian-xing, et al. Cause analysis and control research on over excavation of Baizhushan tunnel by blasting[J]. Engineering Blasting, 2022, 28(5): 60-66. (in Chinese)
- [4] 王振浩. 黄柏山隧道光面爆破技术[J]. 爆破,2022,39(2):100-106.
- [4] WANG Zhen-hao. Smooth blasting technology of huang-baishan tunnel[J]. Blasting, 2022, 39(2): 100-106. (in Chinese)
- [5] 彭建宇,石勇辉,周远航,等. 周边孔间距对巷道边界形成过程与形态的影响研究[J]. 金属矿山,2025(5):99-107.
- [5] PENG Jian-yu, SHI Yong-hui, ZHOU Yuan-hang, et al. Study on the influence of peripheral hole spacing on the formation process and shape of tunnel boundary[J]. Metal Mine, 2025(5): 99-107. (in Chinese)
- [6] 张理维,王卫华,戴怡文. 基于岩石爆破损伤的炮孔布置优化研究[J]. 爆破,2020,37(1):32-39.
- [6] ZHANG Li-wei, WANG Wei-hua, DAI Yi-wen. Blast hole arrangement optimization based on rock blasting damage[J]. Blasting, 2020, 37(1): 32-39. (in Chinese)
- [7] 陈正林,蒲文明,陈 钊,等. 四面山砂泥互层隧道爆破设计参数优化[J]. 科学技术与工程,2018,18(36):146-153.
- [7] CHEN Zheng-lin, PU Wen-ming, CHEN Fan, et al. Optimization of blasting design parameters in tunnels of sand-mud inter layer in Simianshan tunnel[J]. Science Technology and Engineering, 2018, 18(36): 146-153. (in Chinese)
- [8] 刘淑鹏,李祥龙,简锡明,等. 基于损伤的光面爆破参数优化数值模拟研究[J]. 中国矿业,2023,32(11):116-125.
- [8] LIU Shu-peng, LI Xiang-long, JIAN Xi-ming, et al. Numerical simulation study on parameter optimization of smooth blasting based on damage[J]. China Mining Magazine, 2023, 32(11): 116-125. (in Chinese)
- [9] 刘翔宇,龚 敏,杨仁树,等. 隧道周边孔毫秒延时爆破围岩损伤数值分析研究[J]. 振动与冲击,2023,42(24):8-15.
- [9] LIU Xiang-yu, GONG Min, YANG Ren-shu, et al. Numerical analysis of surrounding rock damage caused by millisecond delay blasting of tunnel peripheral holes[J]. Journal of Vibration and Shock, 2023, 42(24): 8-15. (in Chinese)
- [10] 郭伟平,马 帅,陈跃进,等. 周边孔外插角对隧道爆破超挖的影响:以巴岳山隧道工程为例[J]. 科学技术与工程,2024,24(25):10731-10738.
- [10] GUO Wei-ping, MA Shuai, CHEN Yue-jin, et al. Influence of surrounding hole angle on tunnel blasting overbreak: taking the Banyue Mountain Tunnel Project as an example [J]. Science Technology and Engineering, 2024, 24(25): 10731-10738. (in Chinese)
- [11] 张枝伟,雷兴海,吴桂义,等. 不同装药结构爆破掘进时巷道围岩损伤规律分析[J]. 煤炭工程,2022,54(3):125-130.
- [11] ZHANG Zhi-wei, LEI Xing-hai, WU Gui-yi, et al. Analysis of the damage law of tunnel surrounding rock during blasting excavation with different charging structures [J]. Coal Engineering, 2022, 54(3): 125-130. (in Chinese)
- [12] 赵晓明,杨玉民,蒋 楠,等. 深埋引水隧洞光面爆破周边孔装药结构优化试验研究[J]. 高压物理学报,2022,36(4):208-218.

- [12] ZHAO Xiao-ming, YANG Yu-min, JIANG Nan, et al. Experimental study on charge structure optimization of peripheral holes in smooth blasting of deep-buried diversion tunnel [J]. *According to High Pressure Physics*, 2022, 36(4): 208-218. (in Chinese)
- [13] 王清标, 王涛, 田成林, 等. 周边孔聚能装置间隔装药在光面爆破中的应用研究 [J]. *爆破*, 2024, 41(1): 77-84.
- [13] WANG Qing-biao, WANG Tao, TIAN Cheng-lin, et al. Application of shaped charge device and decked charge in perimeter holes of smooth blasting [J]. *Blasting*, 2024, 41(1): 77-84. (in Chinese)
- [14] 满轲, 刘晓丽. 周边空孔效应对爆破振速及围岩损伤的影响研究 [J]. *工程力学*, 2020, 37(11): 127-134, 184.
- [14] MAN Ke, LIU Xiao-li. Study on the influence of peripheral empty hole effect on blasting vibration rate and surrounding rock damage [J]. *Engineering Mechanics*, 2020, 37(11): 127-134, 184. (in Chinese)
- [15] 刘国喜, 张君, 樊晋鹏, 等. 手持式三维激光扫描仪在地下矿山生产中的应用研究 [J]. *有色金属(矿山部分)*, 2025, 77(2): 59-66, 72.
- [15] LIU Guo-xi, ZHANG Jun, FAN Jin-peng, et al. Study on the application of handheld 3D laser scanners in underground mine production [J]. *Nonferrous Metals (Mining Section)*, 2025, 77(2): 59-66, 72. (in Chinese)
- [16] 徐先锋, 邢鹏飞, 袁杰, 等. 深部巷道超欠挖厚度原位测量及参数分析 [J]. *金属矿山*, 2022(12): 36-44.
- [16] XU Xian-feng, XING Peng-fei, YUAN Jie, et al. In-situ measurement and parameter analysis of overbreak and underbreak thickness in deep roadway [J]. *Metal Mine*, 2022(12): 36-44. (in Chinese)
- [17] 李洪超. 岩石 RHT 模型理论及主要参数确定方法研究 [D]. 北京: 中国矿业大学, 2016.
- [17] LI Hong-chao. Rock RHT model theory and determination method of main parameters [D]. Beijing: China University of Mining and Technology, 2016. (in Chinese)
- [18] 杨赛群, 李洪伟, 吴立辉, 等. 影响光面爆破效果和空孔处能量分布的试验研究 [J]. *工程爆破*, 2022, 28(6): 58-65.
- [18] YANG Sai-qun, LI Hong-wei, WU Li-hui, et al. Experimental study on effect of smooth blasting and energy distribution at empty hole [J]. *Engineering Blasting*, 2022, 28(6): 58-65. (in Chinese)
- [19] PAN Cheng, XIE Li-xiang, LI Xing, et al. Numerical investigation of effect of eccentric decoupled charge structure on blasting-induced rock damage [J]. *Journal of Central South University*, 2022, 29(2): 663-679.
- [20] XU Yuan-quan, TAO Ming, LIU Yu-long, et al. Cracking behavior of brittle materials under eccentric decoupled charge blasting [J]. *Engineering Failure Analysis*, 2024, 163: 108536.
- [21] 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.
- [21] ZHANG Jian-guo, YANG Wen, WANG Hai-bo, 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. (in Chinese)

(上接第 53 页)

- [27] 刘亮, 卢文波, 陈明, 等. 钻爆开挖条件下岩体临界破碎状态的损伤阈值统计研究 [J]. *岩石力学与工程学报*, 2016, 35(6): 1133-1140.
- [27] LIU Liang, LU Wen-bo, CHEN Ming, et al. Statistic damage threshold of critical broken rock mass under blasting load [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2016, 35(6): 1133-1140. (in Chinese)
- [28] 张宝平, 张庆明, 黄风雷. 爆轰物理学 [M]. 北京: 兵器工业出版社, 2001.
- [28] ZHANG Bao-ping, ZHANG Qing-ming, HUANG Feng-lei. *Detonation Physics* [M]. Beijing: Weapon Industry Press, 2001. (in Chinese)
- [29] RIIKA M Ylitalo, ZHANG Zong-xin, PEKKA Bergstr m. Effect of detonator position on rock fragmentation: Full-scale field tests at Kevitsa open pit mine [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2021, 147: 104918.
- [30] ZHANG Zong-xin. *Rock fracture and blasting: Theory and applications* [M]. Elsevier, 2016.
- [31] DING Chen-xi, YANG Ren-shu, GUO Xiao, et al. Effects of the initiation position on the damage and fracture characteristics of linear-charge blasting in rock [J]. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*, 2024, 31(3): 443-451.