

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2026.02.009

多空孔直眼掏槽爆破参数优化研究^{*}

王平¹,倪世忠¹,程爱平¹,梅林芳²,黄春源³

(1. 武汉科技大学资源与环境工程学院, 武汉 430081; 2. 武钢资源集团有限公司, 武汉 430083;
3. 武钢资源集团大冶铁矿有限公司, 黄石 435006)

摘要: 为解决某铁矿-450 m水平中段巷道掘进爆破中存在的炮孔布置数量偏多、循环进尺难以提升及炮孔利用率偏低等关键技术问题,提出并设计了多空孔直眼掏槽爆破优化方案,旨在通过减少炮孔数目、改善掏槽爆破效果以提升巷道掘进进尺。首先,基于岩石破碎范围理论、岩石碎胀空间效应理论以及空孔集中效应理论开展综合计算,初步确定中心掏槽孔与空孔的中心距为24.4 cm。随后,运用ANSYS/LS-DYNA数值模拟软件构建多空孔掏槽爆破数值模型,通过对比分析不同孔距及空孔数量方案下的掏槽爆破过程应力云图、损伤云图与破碎范围特征,最终优化确定空孔掏槽方案参数为中心掏槽孔与空孔孔距为25 cm、空孔数量为5个。基于理论计算与数值模拟结果,设计并实施了掏槽爆破现场工业试验。试验结果表明:优化方案实施后,巷道平均循环进尺可达2.3 m,炮孔利用率提升至92%;相较于原爆破方案,循环进尺提升0.2 m,炮孔数目降低10%,炮孔利用率提升8%,巷道掘进效率得到显著提升。研究结果验证了多空孔直眼掏槽爆破优化方案的科学性与可行性,可为同类铁矿巷道掘进爆破参数优化提供理论依据与工程参考。

关键词: 巷道掘进; 直眼掏槽爆破; 数值模拟; 参数优化

中图分类号: TD853.34 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2026)02-0091-10

Study on Optimization of Blasting Parameters for Burn Cut with Multiple Relief Holes

WANG Ping¹, NI Shi-zhong¹, CHENG Ai-ping¹, MEI Lin-fang², HUANG Chun-yuan³

(1. School of Resources and Environmental Engineering, Wuhan University of Science and Technology, Wuhan 430081, China; 2. Wugang Resources Group Co., Ltd., Wuhan 430083, China;
3. Wuhan Iron and Steel Resources Group Daye Iron Mine Co., Ltd., Huangshi 435006, China)

Abstract: To address critical technical challenges in the -450 m level middle roadway blasting of an iron mine, including excessive blasthole quantities, difficulties in enhancing advance per blast cycle, and low blasthole utilization efficiency, this study proposes and develops an optimized multi-blasthole burn cut blasting design. The proposed scheme aims to improve roadway excavation footage by simultaneously reducing the number of required blastholes and enhancing cut-blasting performance. Firstly, theoretical calculations were performed utilizing rock fragmentation range theory, rock breakage expansion space effects, and relief hole concentration effects, establishing a prelim-

收稿日期(Date of reception): 2025-11-03

网络首发日期(Published online): 2025-12-11

作者简介: 王平(1972-), 男, 汉族, 湖北监利人, 教授, 从事采矿工程研究, (E-mail) 434931490@qq.com。

通信作者: 程爱平(1986-), 男, 汉族, 湖北仙桃人, 教授, 从事采矿工程研究, (E-mail) chengaiping@wust.edu.cn。

基金项目: 国家自然科学基金项目(No. 52474143, No. 51604195); 湖北省自然科学基金项目(No. 2018CFC818)

About the author: WANG Ping (1972-), male, born in Jianli city, Hubei province, professor, mainly engaged in mining engineering, (E-mail) 434931490@qq.com.

Corresponding author: CHENG Ai-ping (1986-), male, born in Xiantao city, Hubei province, professor, mainly engaged in mining engineering, (E-mail) chengaiping@wust.edu.cn.

Fund Programs: National Natural Science Foundation of China (No. 52474143, No. 51604195), and Hubei Provincial Natural Science Foundation Project (No. 2018CFC818)

inary center-to-center distance of 24.4 cm between the central cutting hole and relief hole. Subsequently, a numerical model for multi-hole cut blasting was developed using ANSYS/LS-DYNA. Through comparative analysis of stress contours, damage distribution patterns, and fragmentation characteristics under various hole-spacing and relief-hole configurations, the optimal parameters for the relief-hole cutting scheme were determined as follows: 25 cm spacing between central cutting holes and relief holes, with 5 relief holes. Field trials conducted with these theoretically and numerically optimized parameters demonstrated significant improvements, achieving an average advance of 2.3 m per blast cycle and increasing blasthole utilization to 92%. Compared to the original blasting design, the optimized scheme demonstrates measurable improvements: a 0.2 m advance per blast cycle, a 10% reduction in required blast-holes, and an 8% improvement in hole utilization efficiency, collectively resulting in significant tunneling productivity gains. These findings validate the scientific rationale and practical viability of the multi-hole burn-cut blasting optimization approach, establishing both a theoretical framework and operational guidelines for refining blasting parameters in comparable iron mine roadway development projects.

Key words: roadway excavation; burn cut blasting; numerical simulation; parameter optimization

在地下工程领域,特别是巷道掘进作业过程中,掏槽爆破作为岩体破碎的关键环节,其作业效果对掘进效率与工程经济性起着决定性影响。掏槽爆破通过新增自由面,为后续辅助孔、周边孔爆破提供足够的补偿空间,以减少岩体对起爆孔的夹制作用,进而改善岩石的崩落与抛掷效能,是实现高效破岩的核心技术^[1]。其中,直眼掏槽爆破因炮孔布置规整、与凿岩设备适配性良好等特点,在实际工程中应用十分广泛。而空孔的数量与位置作为直眼掏槽的关键参数,直接影响初始补偿空间与自由面的形态,对掏槽破碎效果、岩石抛掷效率及最终爆腔体积发挥着决定性作用。

为了实现高效破岩,众多学者针对含空孔的直眼掏槽爆破技术开展了一系列研究。陈秋宇等研究空孔在爆炸荷载下的作用时发现空孔能岩石中的应力分布^[2],在其与装药孔连线上形成应力集中以实现定向致裂。李启月等在研究空孔周围岩石体的失效机制时^[3],对空孔效应计算模型进行了改进,改进后的模型能用于计算由空孔效应引起的应力集中。张召冉等围绕直眼掏槽爆破中的空孔作用展开研究发现^[4],空孔通过产生应力集中、自由面、碎胀空间三大效应提升破岩效率,且爆生气体对裂纹扩展起关键作用。孟海利等学者采用理论分析与数值模拟相结合的研究手段^[5],深入阐释了应力波叠加、岩体损伤及岩体第一主应力峰值对空孔效应的影响机制,其成果为大空孔直眼掏槽爆破的工程设计奠定了重要理论基础。

近年来,随着凿岩设备机械化水平的提高与数值模拟技术的快速发展,以 ANSYS/LS-DYNA 为代表的软件为直眼掏槽爆破的精细化研究提供了有效工具,相关研究成果持续涌现。梁瑞等通过开展数值模拟研究发现^[6],掏槽爆破中可通过设置中心孔

及增加装药量来提高爆破时的有效应力。王远来等通过 ANSYS/LS-DYNA 研究不同炮孔直径、装药孔与空孔间距对掏槽爆破效果的影响^[7],研究表明当孔距不变时,空孔直径越大,空孔周围的应力集中效应越明显,爆破效果越好。李祥龙等通过数值模拟研究空孔间距对直眼掏槽爆破效果的影响^[8],发现爆腔断面积随空孔间距增大先增后减,且经现场试验验证,其结果可为掏槽爆破成腔体积的精准预测提供数据支撑与方法参考。

以上学者们在对含空孔直眼掏槽爆破的研究分析过程中,分别从裂纹控制、力学机制、数值模拟、孔网设计与现场验证等多个方面开展研究,取得了显著成果,但多聚焦于空孔直径、空孔间距与空孔数量等单一参数影响分析,针对含空孔直眼掏槽的孔间距理论优化、布孔方式与布孔数量系统对比协同效应研究仍待深化,相关成果难以全方位指导工程实践中巷道掘进掏槽的参数设计。

本研究针对某铁矿 -450 m 水平中段巷道掘进作业中炮孔布置数量偏多、循环进尺难以提升及炮孔利用率偏低等问题,先通过理论推导确定直眼掏槽的理论最优孔间距,通过数值模拟软件,构建多空孔掏槽爆破模型,并结合工程实例开展多参数协同分析,最终成果可为直眼掏槽爆破参数优化提供科学支撑,对提升岩巷掘进效率、降低工程成本具有重要理论与实践意义。

1 直眼掏槽爆破作用分析与计算

巷道掘进爆破通常采用柱状药包,其爆破作用过程大致经历四个阶段:一是爆炸应力波对围岩的径向压缩;二是应力波遇自由面后的反射拉伸;三是爆生气体形成的气楔效应;四是爆生能量驱动岩块的抛掷作用。当爆炸荷载持续作用于围岩时,岩体

首先承受压缩与拉伸的复合应力作用,在此过程中逐渐发生损伤破坏;且随着与药包中心距离 r 的增大,岩石的破坏形态与力学特征表现出显著的分异规律,最终形成粉碎区、裂隙区与震动区三个特征鲜明的破坏区域^[9](爆破作用机理示意图见图1)。图1中,1为粉碎区;2为裂隙区;3为弹性震动区。

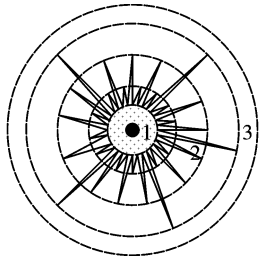


图1 爆破作用机理示意图

Fig. 1 Schematic diagram of blasting mechanism

1.1 粉碎区半径

药包爆炸时,药包中心产生的冲击波远超矿岩动态抗压强度,同时高温高压环境共同作用,使该区域矿岩呈现类流体性质并被破碎为粉末,此区域被称为粉碎区。粉碎区半径可用下式计算^[10]

$$R_1 = \left(\frac{\rho_0 D^2 AB}{4\sqrt{2}\sigma_{cd}} \right)^{\frac{1}{\alpha}} r_b \quad (1)$$

$$A = \frac{2\rho C_p}{\rho C_p + \rho_0 D} \quad (2)$$

$$B = [(1+b)^2 + (1+b^2) - 2\mu_d(1-\mu_d)(1-b)^2]^{\frac{1}{2}} \quad (3)$$

$$\alpha = 2 + \frac{\mu_d}{1-\mu_d} \quad (4)$$

$$b = \frac{\mu_d}{1-\mu_d} \quad (5)$$

式中: R_1 为粉碎区半径; ρ_0 为炸药密度,取 $1.24 \times 10^3 \text{ kg/m}^3$; D 为炸药爆速,取 4000 m/s ; σ_{cd} 为岩石单轴抗压强度,取 130 MPa ; α 为应力波衰减系数; ρ 为岩石密度,取 $4.0 \times 10^3 \text{ kg/m}^3$; C_p 为岩石的纵波速度,取 4000 m/s ; μ_d 为岩石的动泊松比,取 0.20 ; r_b 为炮孔半径,取 0.0225 m 。

1.2 裂隙区半径

爆炸冲击波先通过能量耗散完成孔周岩体的粉碎作用,随后向外传播时能量逐渐衰减,转化为应力波,该应力波在粉碎区外侧诱发岩石初始裂隙,与此同时,爆生气体的膨胀效应进一步推动裂隙的萌生与扩展,由应力波与爆生气体共同作用形成的这一损伤区域被称为裂隙区。裂隙区半径可用下式计算^[10]

$$R_2 = \left(\frac{\sigma_R B}{\sqrt{2}\sigma_{cd}} \right)^{\frac{1}{\beta}} R_1 \quad (6)$$

$$\beta = 2 - \frac{\mu_d}{1-\mu_d} \quad (7)$$

$$\sigma_R = \frac{\sqrt{2}\sigma_{cd}}{B} \quad (8)$$

式中: R_2 为裂隙区半径; σ_R 为粉碎区与裂隙区交界处的径向压力; σ_{cd} 为岩石静态单轴抗拉强度,取 7 MPa ; β 为冲击波衰减系数。

1.3 空孔集中效应

在含空孔掏槽爆破过程中,空孔周围将产生明显的应力集中区域,当应力集中区域的切向应力大于岩石静态单轴抗拉强度 σ_{cd} 时,空孔周围便会产生径向裂纹,此时应满足以下条件^[11]

$$(1 - 3\mu_d)P_0 \left(\frac{r_b}{a - r_D} \right)^{\alpha} \geq \sigma_{td} \quad (9)$$

$$a = r_b \left[\frac{P_0(1 - 3\mu_d)}{\sigma_{td}} \right]^{\frac{1}{\alpha}} + r_D \quad (10)$$

$$P_0 = \frac{\rho_0 D_0^2}{2(1 + \gamma)} \left(\frac{r_c}{r_b} \right)^6 m \quad (11)$$

式中: P_0 为爆生气体作用于孔壁的初始压力, MPa ; r_b 为炮孔半径; r_c 为药卷半径; r_d 为空孔半径; a 为装药孔与空孔间距; γ 为等熵指数,一般取 3 ; m 为压力增大系数, $m = 8 \sim 11$ 。

1.4 空孔碎胀空间效应

掏槽区域内岩体爆破后由于岩体碎胀特性会发生体积膨胀,因此通常需要设计额外的补偿空间,否则容易出现岩石二次胶结再生,使得炮孔利用率降低。含空孔掏槽爆破时由于最小抵抗线垂直于炮孔方向,破碎岩体会在爆生气体作用下先向空孔方向移动。当空孔提供的空间可部分或完全抵消岩体碎胀效应时,便能为破碎岩石抛出爆腔创造有利条件^[11]。假设在中心装药孔周围均匀布置了 N 个空孔,如图2所示,则应满足

$$K_d \leq \frac{S_N - \left(N - \frac{N-2}{2} \right) \pi r_D^2}{S_N - \pi r_b^2 - \frac{N-2}{2} \pi r_D^2} \quad (12)$$

式中: K_d 为岩石动态碎胀系数, $K_d = 0.8K$, K 为岩石静态碎胀系数,取 $K = 1.4$; r_b 为炮孔半径; r_d 为空孔半径; S_N 为炮孔之间连线所形成正 N 边形面积, $S_N = \frac{1}{2} N a^2 \sin\left(\frac{2\pi}{N}\right)$ 。

由式(12)得

$$a \leq \sqrt{\frac{\pi r_D^2 [(N+2) + k_d(N-2)] + 2K_D \pi r_d^2}{N(k_d - 1) \sin\left(\frac{2\pi}{N}\right)}} \quad (13)$$

式中, a 为装药孔与空孔间距。

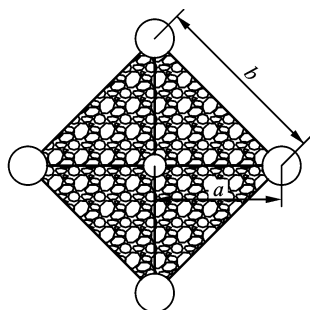


图 2 多空孔掏槽布置示意图

Fig. 2 Schematic diagram of multiple empty hole cutting arrangement

1.5 装药孔与空孔距离

(1) 基于破碎范围理论

根据式(1)、式(6)分别计算得出粉碎区半径与裂隙区半径为 $R_1 = 5.7$ cm, $R_2 = 30.3$ cm。依据哈努卡耶夫提出的岩石破碎范围理论^[12], 装药炮孔的合理间距应满足 $R_1 < a < R_2$ 。当 $a > R_2$ 时, 会导致岩石破碎程度不足, 剩余能量无法将破碎岩石完全抛掷出来。

(2) 基于空孔集中效应理论

根据式(10), 考虑空孔效应确定装药孔与空孔间距 $a = 24.4$ cm。当 $a > R_2$ 时, 空孔的应力集中作用仅局限于该裂隙区内部, 受限于此区域的应力环境与岩体破碎状态, 无法突破原有裂隙边界以扩大裂隙发育范围; 当 $a < R_2$ 时, 空孔的应力集中效应将展现出与裂隙区内截然不同的作用特征, 此时应考虑其对裂纹的主动诱发与定向扩展机制。

(3) 基于碎胀空间效应理论

将矿山常用的四个空孔、五个空孔及六个空孔掏槽方案代入式(12)进行计算, 结果如表 1 所示。

表 1 基于碎胀空间效应理论计算结果

Table 1 Calculation results based on the theory of space effect of bulking

空孔数/个 Number of relief holes	4	5	6
孔间距/cm Hole spacing	29.2	29.7	31.0

装药孔与空孔孔间距需综合考虑碎胀空间、裂

隙区半径以及空孔集中效应, 通过理论计算, 裂隙区半径为 30.3 cm, 由空孔效应确定中心距为 24.4 cm, 由碎胀空间确定的孔间距为 31.0 cm, 综合考虑取中心掏槽孔与空孔的中心距为 $a = 24.4$ cm。

2 多空孔掏槽爆破数值模拟研究

2.1 材料本构参数

(1) 岩石本构模型选取

MAT-RHT 模型在模拟严苛条件下矿岩这类材料的复杂受力行为方面具有显著优势^[13], 能够为岩石力学特性探究、工程设计改进及施工安全保障提供可靠的理论指导与模拟数据支持。基于该矿山已有的资料, 构建磁铁矿材料模型, 其 RHT 本构模型参数值如表 2 所示。

(2) 炸药材料模型选取

某铁矿爆破采用 2 号岩石矿乳化炸药, 采用 HIGH-EXPLOSIVE-BURN 高性能炸药模型构建模拟框架, 并通过 EOS-JWL 状态方程对爆破模拟过程进行参数定义^[14]

$$P = A \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V} \right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V} \right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V} \quad (14)$$

式中: A 、 B 、 R_1 、 R_2 是通过圆筒爆炸试验测得的常数; V 表示爆轰产物的相对体积; ω 为描述低压特征参数; E_0 代表初始内能密度, GPa。炸药状态方程材料常数与乳化炸药参数如表 3 所示。

(3) 空气材料模型选取

模拟爆破过程中, 多采用 MAT-NULL 无刚度材料模型关键词和 LINEAR-POLYNOMIAL 线性多项式来模拟空气材料^[15], 其状态方程见式(15)。

$$p = C_0 + C_1 \mu + C_2 \mu^2 + C_3 \mu^3 + (C_4 + C_5 \mu + C_6 \mu^2) E \quad (15)$$

式中: $C_0 \sim C_6$ 为状态方程常数; μ 为体积比; E_0 为初始内能密度, GPa。空气材料参数如表 4 所示。

(4) 岩体临界破碎状态的损伤阈值

《水工建筑物岩石地基开挖施工技术规范》(SL47—2020)明确采用岩石爆破前后的波速衰减程度表征损伤变量, 并规定波速降低超过 10% 时为岩石损伤起始临界点; 结合相关文献进一步确定损伤阈值为 0.2。根据该阈值, 岩体损伤状态可划分为四类: 当损伤变量 $D \leq 0.2$ 时, 岩体仅产生弹性变形, 未出现实质性损伤; 当 $0.2 < D \leq 0.6$ 时, 岩体内部萌生大量裂纹并开始破坏, 且 D 值越大, 岩体破碎块度越小; 当 $0.6 < D \leq 0.8$ 时, 岩体破碎程度加

剧,块度处于较小水平;当 $0.8 < D \leq 1$ 时,岩体在爆炸应力波作用下发生粉碎性破坏^[16]。

表 2 矿岩 RHT 模型力学参数
Table 2 Mechanical parameters of RHT model of ore rock

参数定义 Parameter definition	取值 Value	参数定义 Parameter definition	取值 Value
初始密度 ρ_0 Initial density/($\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$)	4.04	拉压强度比 f_t^* Tensile-compressive strength ratio	0.054
初始孔隙度 α_0 Initial porosity	1.0	拉压子午比参数 Q_0 Tension-compression meridian ratio parameters	0.72
单轴抗压强度 f_c Single axis compressive strength/MPa	130	罗德角相关系数 B Rode angle correlation coefficient	0.01
弹性剪切模量 G Elastic shear modulus/GPa	3.3	参考压缩应变率参数 ε_0^c Reference compressive strain rate parameters/(10^{-8} ms^{-1})	3
侵蚀塑性应变 $EPSF$ Erosion plastic strain	2.0	参考拉伸应变率参数 ε_0^t Reference tensile strain rate parameters/(10^{-9} ms^{-1})	3
状态方程参数 B_0 State equation parameters	1.22	压缩失效应变率参数 ε_c Compression failure strain rate parameters/(10^{22} ms^{-1})	3
状态方程参数 B_1 State equation parameters	1.22	拉伸失效应变率参数 ε_t Tensile failure strain rate parameters/(10^{22} ms^{-1})	3
状态方程参数 T_1 State equation parameters	0.4387	压缩应变率指数 β_c Compressive strain rate index	0.025
状态方程参数 T_2 State equation parameters	0	拉伸应变率指数 β_t Tensile strain rate index	0.045
状态方程参数 $GAMMA$ State equation parameters	0	压缩对拉伸塑性流动的影响 PTF Effect of compression on tensile plastic flow	0.001
雨贡纽系数 A_1 Hugoniot coefficient/GPa	0.4387	损伤参数 D_1 Damage parameters	0.025
雨贡纽系数 A_2 Hugoniot coefficient/GPa	0.494	损伤参数 D_2 Damage parameters	1.0
雨贡纽系数 A_3 Hugoniot coefficient/GPa	0.1162	最小失效应变 ε_{mp} Minimum failure strain	0.01
孔隙开始压碎时的压力 P_{el} The pressure when the pores begin to crush/MPa	45	压缩屈服面参数 g_c^* Compression yield surface parameters	0.85
孔隙完全压实时的压力 P_{comp} Pore pressure at full compaction/GPa	6	拉伸屈服面参数 g_t^* Tensile yield surface parameters	0.4
失效面参数 A Failure surface parameters	2.5	残余应力强度参数 A_f Residual stress intensity parameters	2.5
失效面指数 N Failure surface index	0.85	残余应力强度指数 N_f Residual stress intensity index	0.85
剪压强度比 f_s^* Shear-compression strength ratio	0.12	孔隙度指数 N_p Porosity index	3.0

表 3 炸药参数及状态方程

Table 3 Explosive parameters and state equation

密度 Density $\rho/(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	爆速 Detonation velocity $D/(\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	爆压 Detonation pressure P_g/GPa	A/GPa	B/GPa	R_1	R_2	ω	E_0/GPa
1200	4100	3.422	4.652	0.075	5.199	2.099	0.5	5.6

表 4 空气材料参数

Table 4 Air material parameters

密度 Density $\rho/(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	C_0	C_1	C_2	C_3	C_4	C_5	C_6	E_0/GPa
1.0	0	0	0	0	0.4	0.4	0	0.024

2.2 装药孔与空孔间距数值模拟

2.2.1 数值模拟方案设计

为探究装药孔与空孔在不同孔距下的力学响应特性,构建了多组孔距条件下的准三维分析模型。模型尺寸设定为 $200 \text{ cm} \times 200 \text{ cm} \times 0.5 \text{ cm}$,装药孔直径取 4.5 cm ,空孔直径为 7.6 cm ,药卷直径采用 3.2 cm (与现场施工钻孔规格一致)。装药孔与空孔以模型中心为基准呈横向排布,分别设置孔距为 15 cm 、 20 cm 、 25 cm 、 30 cm ,同时将模型边界定义为无反射边界,其装药孔与空孔的几何构型如图 3 所示。

2.2.2 数值模拟结果分析

通过改变装药孔与空孔间距得到了 $L_1 = 15 \text{ cm}$ 、 $L_1 = 20 \text{ cm}$ 、 $L_1 = 25 \text{ cm}$ 、 $L_1 = 30 \text{ cm}$ 四种模拟方案,对应得到各方案不同时刻的有效应力云图。在爆炸应力波到达至空孔之前,四种不同方案下的有效应力传播过程基本一致。

以装药孔与空孔间距 $L_1 = 15 \text{ cm}$ 为例展开具体分析,如图 4、图 5 所示: $t = 50 \mu\text{s}$ 时,爆炸冲击波首先在炮孔周边形成粉碎区,随后冲击波逐步衰减为压缩应力波; $t = 100 \mu\text{s}$ 时,爆炸应力波传播至空孔

处,压缩应力波由空孔自由面反射形成拉伸应力波,使孔壁生成径向拉裂破坏,装药孔与空孔之间基本贯穿,此时空孔对爆炸应力波起导向作用; $t = 150 \mu\text{s}$ 时,应力波持续向外传播,空孔外侧的径向裂隙进一步扩展,同时中心爆腔内岩石的损伤程度不断加深; $t = 200 \mu\text{s}$ 时,应力波逐渐向四周消散,其残余能量无法使岩石单元再发生失效,两孔间岩石完成破碎。

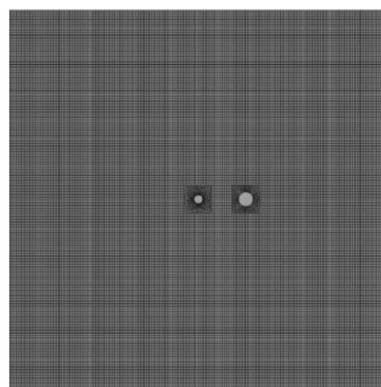


图 3 装药孔与空孔几何模型

Fig. 3 Geometric model of charge hole and relief hole

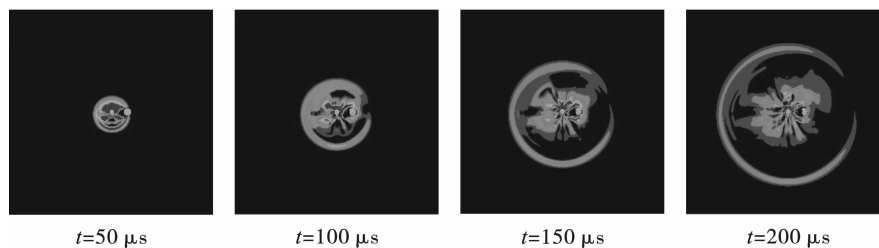


图 4 15 cm 孔距掏槽爆破有效应力云图

Fig. 4 Effective stress cloud diagram of 15 cm hole spacing cut blasting

四种不同孔间距下形成的爆腔形态如图 6 所示。装药孔与空孔间距为 15 cm 、 20 cm 时,两孔间

完全贯通,破碎程度大,说明能量过剩,孔距选取过小。装药孔与空孔间距为 25 cm 时,两孔间基本贯

通。当间距为 30 cm 时,两孔中心区域未完全贯通, 孔的导向作用效果不明显。两孔间岩石完成破碎,然而爆腔未呈现扩大态势,空

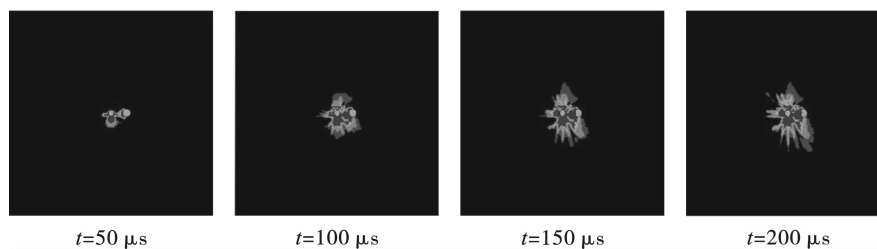


图 5 15 cm 孔距掏槽爆破损伤云图

Fig. 5 15 cm hole spacing cut blasting damage cloud diagram

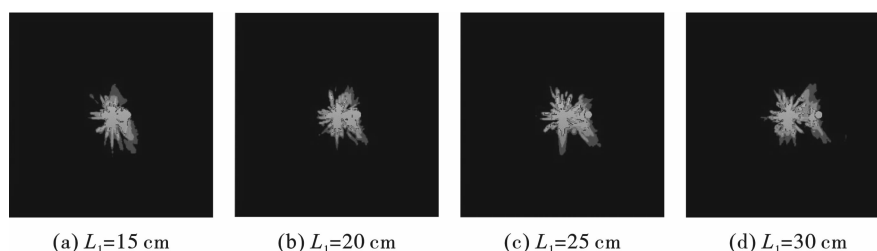


图 6 不同孔距形成的爆腔形态对比

Fig. 6 Comparison of blasting cavity morphology formed by different hole spacing

利用网格法对爆腔面积进行统计计算,计算结果如图 7 所示,装药孔与空孔孔距为 15 cm、20 cm、25 cm、30 cm 的空孔掏槽方案的爆腔面积分别为 2775.9 cm²、2897.4 cm²、3606.1 cm²、3135.8 cm²; 孔距为 20 cm 的爆腔面积比孔距为 15 cm 的爆腔面积增长了 4.38%,孔距为 25 cm 的爆腔面积比孔距为 20 cm 的爆腔面积增长了 24.46%,孔距为 30 cm 的爆腔面积反而比孔距为 25 cm 的爆腔面积减少了 13.04%。可以发现,当装药孔与空孔的孔间距为 25 cm 时,中心掏槽孔起爆后形成的岩石爆腔区域面积达到最大值,且其增长率在所有方案中最高;与此同时,空孔对补偿空间提供、应力集中效应的发挥均处于最佳状态,综合破碎效果与空孔作用效率,确定 25 cm 孔距的空孔掏槽方案为最优方案。

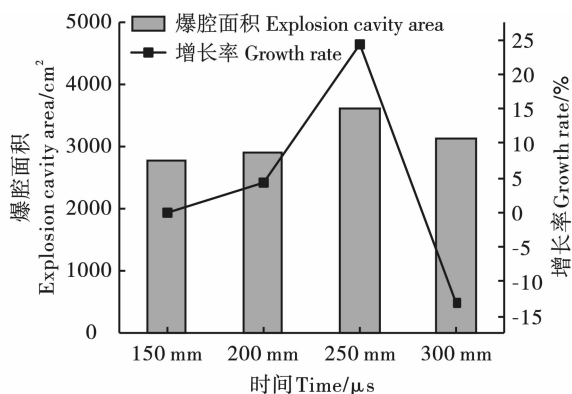


图 7 不同装药孔与空孔孔距的爆腔面积对比

Fig. 7 Comparison of explosion cavity area of different charge hole and relief hole spacing

2.3 空孔数量数值模拟

2.3.1 数值模拟方案设计

为分析空孔数量对中心孔掏槽成腔效果的影响规律,通过 ANSYS/LS-DYNA 软件构建数值模型,对不同空孔数量的掏槽方案进行模拟分析。模型尺寸设计为 200 cm × 200 cm × 0.5 cm,装药孔直径为 4.5 cm,空孔直径为 7.6 cm,药卷直径取 3.2 cm(与现场施工钻孔规格一致),空孔与装药孔的中心间距固定为 25 cm,模型四周设置无反射边界,各方案布置示意图如图 8 所示。

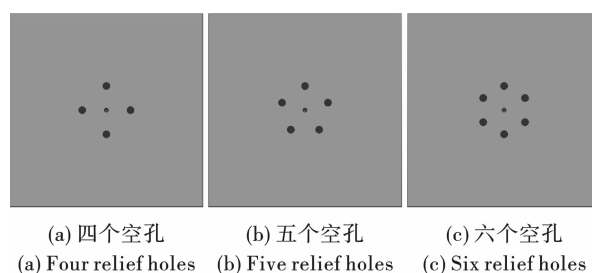


图 8 掏槽方案示意图

Fig. 8 Schematic diagram of cutting scheme

2.3.2 数值模拟结果分析

以四个空孔模拟结果为例展开具体分析,其有效应力云图和爆破损伤云图如图 9、图 10 所示,当 $t = 70 \mu s$ 时,受药卷偏心作用影响,炮孔耦合侧周边岩体优先发生损伤,且损伤区域逐步演变为楔形。随后爆炸应力波向炮孔不耦合侧扩散,该区域岩体

逐步产生损伤。当 $t = 120 \mu\text{s}$ 时,依托空孔的导向效应,爆炸应力波在传播中于介质界面处形成应力集中区,粉碎区随即开始向空孔延伸。

随后,岩体损伤随着时间不断发展,当 $t = 300 \mu\text{s}$ 时,损伤范围呈现扩大态势,然而各空孔背

爆侧的损伤较轻,仅沿空孔走向形成带有损伤的裂纹。分析可知,这一现象可能源于空孔的阻隔作用,该作用使得空孔背爆侧岩体承受的损伤及扰动明显减小。当 $t = 2000 \mu\text{s}$ 时,计算终止,岩体损伤状态趋于稳定,爆腔形态正式形成。

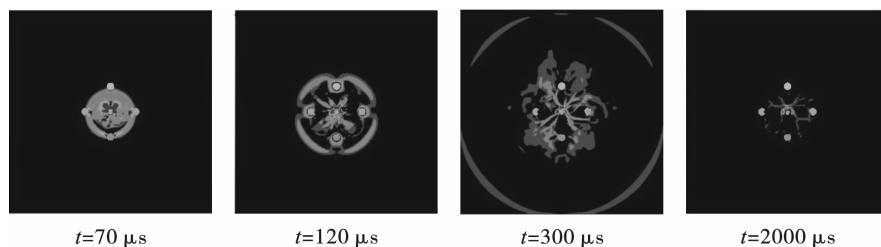


图9 四个空孔掏槽爆破有效应力云图

Fig. 9 Effective stress cloud diagram of four relief hole cutting blasting

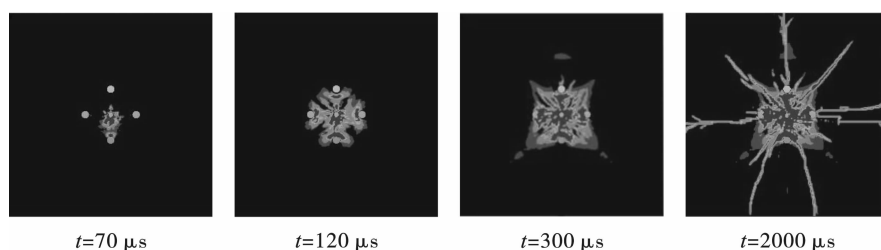


图10 四个空孔掏槽爆破损伤云图

Fig. 10 Four relief hole cut blasting damage cloud map

不同方案形成的爆腔形态如图11所示。空孔数量的变化会影响爆腔形态和岩体损伤的分布规律,且空孔数量越多,岩体损伤的分布越呈现出一定的规律性;空孔与装药孔之间的岩体破坏程度较高,裂纹发育充分;随着空孔数量的增加,空孔之间连心线位置的岩体损伤程度逐渐减小,裂纹的集中性和方向性有所变化,空孔连心线背面的损伤逐渐减少,爆腔断面更趋向于圆形。

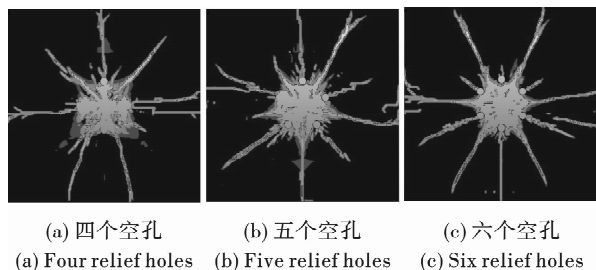


图11 各方案形成的爆腔形态对比

Fig. 11 Comparison of the shape of the blasting cavity formed by each scheme

利用网格法对爆腔面积进行统计计算,计算结果如图12所示。

由图可知,四个空孔、五个空孔、六个空孔方案的

爆腔面积分别为 3037.4 cm^2 、 3630 cm^2 、 3519 cm^2 。经对比计算,五个空孔方案的爆腔面积较四个空孔方案提升 19.51% ,而六个空孔方案的爆腔面积相较于五个空孔方案降低 3.06% 。据统计结果发现五个空孔方案不仅爆腔面积最大,且增长率最高,故确定其为掏槽爆破的最优空孔数量方案。

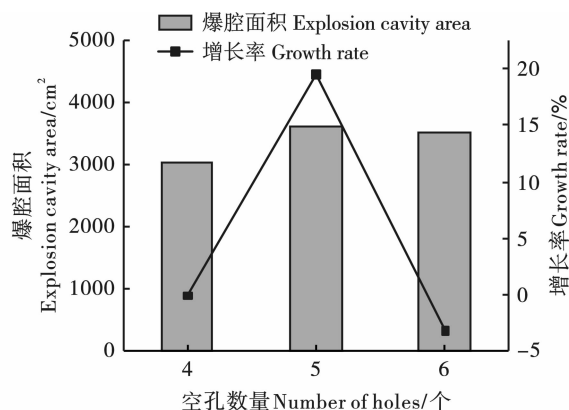


图12 不同空孔数量方案的爆腔面积对比

Fig. 12 Comparison of explosion cavity area with different number of relief holes

3 工程应用

某铁矿目前凿岩台车平均掘进炮孔深度为

2.5 m,炮孔数目为 51(含 6 个空孔)个,平均进尺在 2.1 m,炮孔利用率为 84%。在某铁矿-450 m 水平 1#进路和 7#进路开展多孔孔直眼掏槽爆破试验,具体爆破参数如表 5 所示,试验现场图片及新旧炮孔布置图如图 13、图 14 所示。

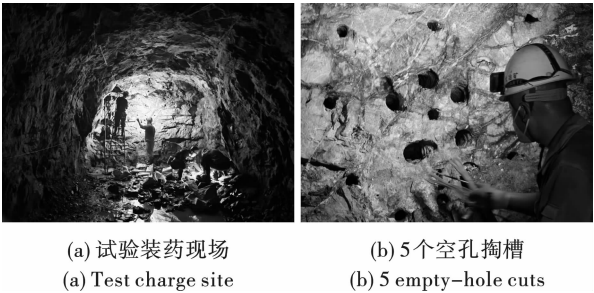


图 13 掏槽爆破现场试验
Fig. 13 Field test of cut blasting

矿山原采用 6 个平行空孔的掏槽方案,炮孔数目共 51 个,采用本文设计的 5 个空孔和 1 个掏槽孔

的爆破方案后,炮孔数目降至 46 个,相对原方案降低 10%。试验结果显示,平均循环进尺可达 2.3 m,炮孔利用率达到 92%,相较于原方案,循环进尺提升 0.2 m,炮孔数目相对原方案降低 10%,炮孔利用率提升 8%,掘进效率提升显著。

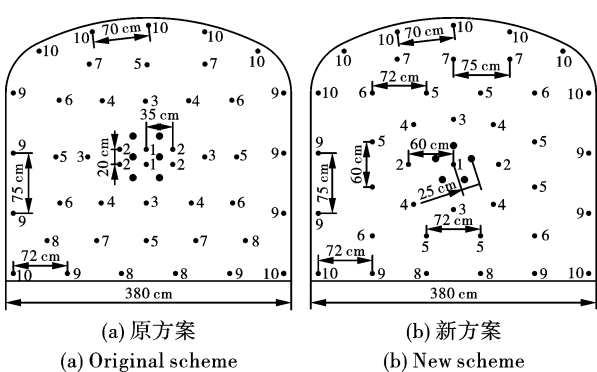


图 14 新旧方案炮孔布置图(单位:cm)
Fig. 14 Blasthole layout of new and old schemes(unit:cm)

表 5 爆破参数表
Table 5 Table of blasting parameters

段别 Explosive segment	装药参数 Charge parameters
1 段 1 segment	1 个掏槽孔,每孔装药 11 条药卷(2200 克) 1 cut hole,11 cartridges(2200g) per hole
2 段 2 segment	2 个辅助孔,每孔装药 10 条药卷(2000 克) 2 auxiliary holes,each with 10 cartridges(2000 g)
3 段 3 segment	2 个辅助孔,每孔装药 10 条药卷(2000 克) 2 auxiliary holes,each with 10 cartridges(2000 g)
4 段 4 segment	4 个辅助孔,每孔装药 10 条药卷(2000 克) 4 auxiliary holes,each with 10 cartridges(2000 g)
5 段 5 segment	8 个辅助孔,每孔装药 9 条药卷(1800 g) 8 auxiliary holes,each with 9 cartridges(1800 g)
6 段 6 segment	4 个辅助孔,每孔装药 9 条药卷(1800 g) 4 auxiliary holes,each with 9 cartridges(1800 g)
7 段 7 segment	3 个辅助孔,每孔装药 8 条药卷(1600 g) 3 auxiliary holes,8 cartridges(1600g) per hole.
8 段 8 segment	2 个底板孔,每孔装药 8 条药卷(2000 g) 2 base plate holes,8 cartridges(2000 g) per hole)
9 段 9 segment	4 个周边孔,每孔装药 8 条药卷(1600 g);2 个底板孔,每孔装药 10 条药卷(2000 g) 4 peripheral holes,8 cartridges(1600 g) per hole;2 base plate holes,10 cartridges(2000 g) per hole)
10 段 10 segment	2 个底角眼,每孔装药 10 条药卷(2000 g);7 个顶板孔,每孔装药 6 条药卷(1600 g) 2 bottom corner eyes,10 cartridges((2000 g) per hole;7 roof holes,6 cartridges(1600 g) per hole)
炮孔深度 Depth of blasthole	空孔直径 ϕ 7.6 cm,装药孔直径 ϕ 4.5 cm,空孔与掏槽孔深度为 250 cm,其他炮孔深度为 230 cm。 The diameter of the relief hole is ϕ 7.6 cm,the diameter of the charging hole is ϕ 4.5 cm,the depth of the relief hole and the cutting hole is 250cm,and the depth of other blastholes is 230cm.
段别设置 Segment setting	1~10 段之间,每段延期时间 400 ms,同段之间不设延期。 Between 1~10 segments,each extension time is 400 ms,and there is no extension between the same segment.
装药结构 Charge structure	7 个顶板孔采用间隔装药方式:中间留有 30cm 间隔,1 发雷管在孔底,1 发雷管在孔中,其他为连续装药药孔底反向起爆方式。 The 7 roof holes were blasted with a decked charge;a 30 cm deck was left in the middle; 1 detonator was at the bottom of the hole; 1 detonator was in the hole; and the other was in reverse initiation mode at the bottom of the hole with continuous charge.

4 结 论

针对某铁矿巷道掘进爆破出现炮孔布置数量偏多、循环进尺难以提升及炮孔利用率偏低等问题,通过理论推导计算与数值模拟分析得到以下结论:

(1)装药孔与空孔间距需考虑碎胀空间、裂隙区半径以及空孔集中效应,通过理论计算,裂隙区半径为 30.3 cm,由空孔效应确定中心距为 24.4 cm,由碎胀空间确定的最大孔间距为 31.0 cm,综合考虑取中心掏槽孔与空孔的中心距为 24.4 cm。

(2)运用 ANSYS/LS-DYNA 软件构建多空孔掏槽爆破模型,通过对不同方案下掏槽爆破过程应力云图、损伤云图与破碎范围的分析,综合理论计算和数值模拟优选,最终确定中心掏槽孔与空孔孔距为 25 cm、空孔数量为五个的多空孔掏槽方案。

(3)基于理论计算与数值模拟结果,设计掏槽爆破现场试验方案。试验结果显示,平均循环进尺可达 2.3 m,炮孔利用率达到 92%,相较于原方案,循环进尺提升 0.2 m,炮孔数目相对原方案降低 10%,炮孔利用率提升 8%,掘进效率提升显著。

参考文献 (References)

- [1] 赵艳伟,郇成群,孙进辉,等. 大直径空孔对掏槽爆破效果的影响机理研究[J]. 有色金属工程, 2024, 14(8):164-173.
- [1] ZHAO Yan-wei, TAI Cheng-qun, SUN Jin-hui, et al. Study on the influence mechanism of large diameter relief hole on cutting blasting effect[J]. Nonferrous Metal Engineering, 2024, 14(8):164-173. (in Chinese)
- [2] 陈秋宇,李海波,夏 祥,等. 爆炸荷载下空孔效应的研究与应用[J]. 煤炭学报, 2016, 41(11):2749-2755.
- [2] CHEN Qiu-yu, LI Hai-bo, XIA Xiang, et al. Research and application of relief hole effect under blasting loading[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(11):2749-2755. (in Chinese)
- [3] 李启月,吴正宇,黄武林. 直眼掏槽空孔效应的计算模型改进与分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(5):925-930.
- [3] LI Qi-yue, WU Zheng-yu, HUANG Wu-lin. Improvement and analysis of the calculation model for relief hole effect in parallel cut[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2018, 35(5):925-930. (in Chinese)
- [4] 张召冉,王 岩,刘国庆. 空孔对直眼掏槽参数及爆破效果的影响研究[J]. 爆炸与冲击, 2023, 43(1):141-156.
- [4] ZHANG Zhao-ran, WANG Yan, LIU Guo-qing. Theoretical study of the influence of relief hole on both the blasting parameters and blasting effect of straight hole cutting[J]. Explosion and Shock Waves, 2023, 43(1):141-156. (in Chinese)
- [5] 孟海利,孙鹏昌,薛 里,等. 大直径中空孔直眼掏槽爆破的空孔应力集中效应研究[J]. 爆破, 2023, 40(4):60-65.
- [5] MENG Hai-li, SUN Peng-chang, XUE Li, et al. Study on stress concentration effect of large-diameter relief hole in burn cut blasting[J]. Blasting, 2023, 40(4):60-65. (in Chinese)
- [6] 梁 瑞,俞瑞利,周文海,等. 基于 LS-DYNA 模拟的准直眼掏槽爆破技术研究[J]. 有色金属工程, 2019, 9(8):101-107.
- [6] LIANG Rui, YU Rui-li, ZHOU Wen-hai, et al. Research on quasi-parallel cutting blasting technology based on LS-DYNA simulation[J]. Nonferrous Metal Engineering, 2019, 9(8):101-107. (in Chinese)
- [7] 王远来,史秀志,王发民,等. 地下矿山直眼掏槽爆破参数优化研究[J]. 矿业研究与开发, 2021, 41(5):36-40.
- [7] WANG Yuan-lai, SHI Xiu-zhi, WANG Fa-min, et al. Optimization of blasting parameters of burn cut in underground mine[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2021, 41(5):36-40. (in Chinese)
- [8] 李祥龙,张志平,王建国,等. 双空孔间距对爆破爆腔断面大小的影响[J]. 爆炸与冲击, 2022, 42(11):133-144.
- [8] LI Xiang-long, ZHANG Zhi-ping, WANG Jian-guo, et al. Influence of double hole spacing on section size of blasting chamber[J]. Explosion and Shock Waves, 2022, 42(11):133-144. (in Chinese)
- [9] 黄灿灿. 磷矿小断面巷道掘进掏槽爆破效果影响因素分析及参数优化[D]. 武汉:武汉科技大学, 2024.
- [9] HUANG Can-can. Analysis of influencing factors and parameter optimization of cutting blasting effect in small section roadway of phosphate mine[D]. Wuhan:University of Science and Technology, 2024. (in Chinese)
- [10] 戴 俊. 柱状装药爆破的岩石压碎圈与裂隙圈计算[J]. 辽宁工程技术大学学报(自然科学版), 2001(2):144-147.
- [10] DAI Jun. Calculation of rock crushing ring and fracture ring in cylindrical charge blasting[J]. Journal of Liaoning Technical University(Natural Science), 2001(2):144-147. (in Chinese)