基于中心孔超深的破碎围岩直眼掏槽爆破技术研究①

罗佳[1,2]，张豪[1,2]，高鹏飞[1,2]
（1.湖南有色金属研究院有限责任公司，湖南 长沙 410100；2.复杂铜铅锌共伴生金属资源综合利用湖南省重点实验室，湖南 长沙 410100）

摘　要：针对某金矿破碎平巷掘进中炮孔利用率低、炸药单耗高、雷管消耗大及成巷不规则等问题，提出了基于中心孔超深的直眼掏槽爆破参数优化方法，揭示了“中心孔装药加强抛掷”“大空孔间距应力波导向”与“底部预破碎”三重机制优化破岩机理。采用 ANSYS/LS-DYNA 软件建立三维掏槽爆破模型，模拟中心孔超深 200 mm 和加强孔底装药下，空孔间距分别为 130、160、190 及 220 mm 的 4 种工况，通过分析不同工况下有效应力分布、槽腔范围、抛掷过程及能量变化，最终确定最优空孔间距为 160 mm。现场试验证实，优化后炮孔利用率由 87%提升至 95.8%~97.8%，炸药量减少 13.3%，雷管数减少 14.29%，两帮超挖不大于 100 mm。研究成果可为同类工程提供理论依据与技术参考。

关键词：巷道掘进；巷道爆破；直眼掏槽；掘进爆破；中心孔超深；破碎围岩；数值模拟；超挖
中图分类号：TD235　　**文献标志码**：A　　doi:10.3969/j.issn.0253-6099.2026.04.009
文章编号：0253-6099(2026)04-0067-07

Burn Cut Design with Ultra-Deep Central Hole for Fractured Surrounding Rock

LUO Jia[1,2], ZHANG Hao[1,2], GAO Pengfei[1,2]
(1.*Hunan Nonferrous Metals Research Institute Co., Ltd.*, *Changsha* 410100, *Hunan*, *China*; 2.*Hunan Provincial Key Laboratory of Comprehensive Utilization of Complex Copper-Lead-Zinc Associated Metal Resources*, *Changsha* 410100, *Hunan*, *China*)

Abstract: Aiming at the problems of low blasthole utilization rate, high specific explosive consumption, high detonator consumption, and irregular roadway forming during the excavation of roadways with fractured surrounding rock in a gold mine, an optimization method for burn cut parameters by adopting ultra-deep central hole is proposed. The optimized rock-breaking mechanism is revealed by triple synergistic effect, including enhanced rock throwing via central hole charging, stress wave guidance through large empty-hole spacing, and bottom pre-fragmentation. A three-dimensional cut blasting model is established using ANSYS/LS-DYNA software to simulate four working conditions featuring a 200 mm ultra-deep central hole and enhanced bottom charge, with empty-hole spacings of 130 mm, 160 mm, 190 mm, and 220 mm. By analyzing the effective stress distribution, cut-cavity dimensions, rock-throwing process, and energy variation under different working conditions, the optimal empty-hole spacing is finally determined to be 160 mm. Field test results show that the optimized blasting scheme increases the blasthole utilization rate from 87% to 95.8%-97.8%, reduces explosive consumption by 13.3% and detonator consumption by 14.29%, and controls the over-excavation of two roadway sidewalls within 100 mm. Such findings can provide a theoretical basis and technical reference for similar roadway excavation engineering in fractured surrounding rock.

Key words: roadway excavation; roadway blasting; burn cut; blasting for advancement; ultra-deep central hole; fractured surrounding rock; numerical simulation; over excavation

巷道掘进是地下矿山开采的关键工序，掘进效率、施工成本与成巷质量直接决定矿山开采接续与作业安全。破碎围岩岩体节理裂隙发育、整体强度低、自稳能力极差；在该类围岩条件下爆破时，爆破应力波衰减快、能量利用率低，易造成掘进循环进尺偏小、巷道轮廓超欠挖、围岩扰动损伤加剧等工程问题[1-3]，严重制

① **收稿日期**：2026-02-07
作者简介：罗佳(1987—)，男，湖南宁乡人，硕士，高级工程师，主要从事采矿工艺、爆破技术、膏体充填等工作。E-mail：827939986@qq.com

约井下掘进施工安全与效率。直眼掏槽因受巷道断面约束小、矸石抛掷距离短,已成为矿山巷道掘进主要的掏槽方式,但其对炮孔布设精度和钻孔施工质量要求严苛,在破碎围岩中适用性仍有待优化[4-6]。国内外学者采用理论分析、数值模拟与现场试验等方法,对破碎围岩直眼掏槽爆破开展了大量研究。在破岩机理方面,阐明了空孔应力集中与自由面效应的核心作用[7],建立了考虑三向受力与应变率效应的柱状装药力学模型,揭示了孔底端部效应弱、围岩夹制力大的机理[8]。在应力波传播与孔网参数优化方面,探明了节理裂隙对爆炸应力波的衰减规律,验证了空孔间距、孔径及炮孔超深等因素对爆破效果与炮孔利用率的调控作用[9-11],并揭示了空孔应力波导向效应[12]。在超深应用方面,现场试验证实了超深配置与炮孔利用率提升的显著相关性[13]。然而,现有研究多聚焦于空孔直径与平面布孔参数的单一优化,对中心孔深度在掏槽全过程的作用机制研究不足,尤其缺乏破碎围岩条件下中心孔超深与空孔间距协同优化的系统性探究。

基于此,本文以湖南某金矿泥质板岩掘进平巷为工程背景,提出基于中心孔超深的破碎围岩直眼掏槽爆破参数优化方法,借助机理分析、理论计算与数值模拟确定最优参数,并结合现场试验验证效果,以期为同类破碎围岩巷道掘进爆破设计提供借鉴。

1 中心孔超深掏槽破岩机理

湖南某金矿掘进平巷围岩为泥质板岩,普氏系数 f=4~6,节理裂隙发育,属破碎软弱围岩。其爆破特征为:原生裂隙构成薄弱面、抗拉强度低;裂隙网络导致爆生气体逸散、有效破岩能量下降[14];应力波在裂隙面处多次反射、折射,能量衰减速度显著高于完整围岩[15-16]。常规直眼梅花形掏槽爆破存在明显局限:一是空孔补偿效应仅作用于侧向,槽腔底部处于三向高应力夹制状态,破岩不充分[17];二是底部炸药能量沿裂隙逸散,炮孔利用率低、超挖频发;三是应力波衰减严重,空孔应力集中与反射拉伸效应被削弱。

1.1 中心孔超深加强装药的破岩机制

基于利文斯顿爆破漏斗理论[18],合理选取掏槽孔超深长度可形成最大漏斗体积,超深段空腔与中心孔上部连通,构成低阻力通道;预破碎带内岩块易被爆生气体驱动轴向抛出,既提供补偿空间,又减少能量损失。因此,将中心孔超深 200 mm 并加强底部装药,其破岩机制如下:中心孔底部炸药先行起爆,在掏槽孔底部以下形成预破碎带,爆炸应力波能够驱动原生裂隙扩展贯通,降低围岩强度与夹制力。

1.2 超深段空腔对应力波传播的调控作用

中心孔超深 200 mm 形成的空腔引入波阻抗界面,改变应力波透、反射规律[19]。掏槽孔底部应力波传播至空腔壁面时,几乎全部反射为拉伸波,足以引发泥质板岩新生裂隙或扩展既有裂隙。应力波在空腔与掏槽孔底夹层间往复反射,结合裂隙网络的多重散射,延长应力波驻留时间,增强岩石疲劳损伤累积。同时,空腔形成低约束释放区,使底部围岩由三向受力转为近似二向受力,降低破岩阻力。

1.3 空孔间距应力波导向的协同作用

适当增大空孔间距可增强应力波导向效应,适配破碎泥质板岩特性:一是孔距系数足够大时,空孔应力集中区覆盖多裂隙方向,形成“应力导向+裂隙贯通”复合破碎模式;二是避免空孔过密导致反射应力波抵消,使各空孔应力反射区独立衔接,形成连续高应力带;三是为围岩碎胀提供充足径向补偿空间,减少槽腔堵塞,利于底部碎石顺利抛出。

2 数值模型建立

2.1 空孔间距参数计算

2.1.1 孔距系数优化区间

孔距系数 K 为:

$$K = \frac{L}{d_0} \tag{1}$$

式中:L 为装药孔与空孔的中心距;d_0 为空孔直径。

结合相关研究,K 值适宜的区间为 1.3~1.6[11],取中值 K_{mid}=1.45 为基准,理论间距 L_K 为:

$$L_K = K_{mid} \cdot d_0 \tag{2}$$

2.1.2 碎胀补偿项

碎胀补偿项为:

$$V_b = V_p \cdot (K_s - 1) \tag{3}$$

式中:V_b 为补充空间体积,m^3;V_p 为被爆破岩石体积,m^3;K_s 为岩石碎胀系数。

经几何换算,碎胀补偿约束导出的间距增量 ΔL_s 为:

$$\Delta L_s = \alpha(K_s - 1)\, d_0 \tag{4}$$

式中 α 为岩性系数,与岩石普氏系数 f 及节理裂隙发育程度相关,根据工程现场试验反演及数值模拟标定,对于 f=4~6 的破碎泥质板岩,α 取 2.0。

2.1.3 中心孔超深修正项

引入修正因子 β:

$$\beta\Delta H = 1 + \gamma \cdot \ln\left(1 + \frac{\Delta H}{H}\right) \tag{5}$$

式中:$\beta\Delta H$ 表示超深修正量;ΔH 为超深量;γ 为超深效应系数,取 0.8;H 为掏槽孔深度。

综合以上计算公式,得到综合空孔间距 L_{opt} 为:

$$L_{opt}=\beta\Delta H\cdot[K_{mid}\cdot d_0+a\cdot(K_s-1)\cdot d_0] \quad (6)$$

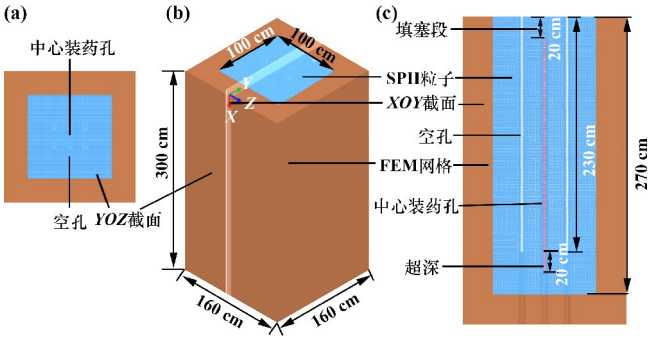
代入 $d_0=60$ mm、$H=2.3$ m、$\Delta H=0.2$ m、$K_s=1.5$,计算得:$L_{opt}=156.8$ mm。

2.2　数值模拟

采用 ANSYS/LS-DYNA 与 LS-PrePost 软件建立三维掏槽爆破模型,选用光滑粒子动力学(SPH)算法(无需划分网格,避免网格畸变)。简化模拟方案:中心孔超深 200 mm,对比该超深条件下不同空孔间距的爆破过程及效果。

2.2.1　超深爆破计算模型

建立 1.6 m×1.6 m×3 m 的围岩模型,采用中空直眼掏槽(1 个中心装药孔+6 个空孔),采用 SPH 粒子模拟掏槽区域(1 m×1 m×2.7 m),外部采用有限元(FEM)六面体网格建模。模型参数为:最小单元尺寸 0.5 cm,网格单元总数 3 370 400 个,SPH 粒子数 2 014 144 个;总计算时间 3 000 μs,时间步 10 μs。除上表面外,其余 5 个表面施加无反射边界;FEM 与 SPH 网格进行界面绑定,保障界面连续及力学参数可靠传递。超深爆破计算模型如图 1 所示。



(a) 横剖面图;(b) 主视图;(c) 纵剖面图

图 1　超深爆破计算模型

Fig. 1　Calculation model of ultra-deep hole blasting

2.2.2　材料本构模型及参数

岩石选用 HJC 本构模型,该模型适配高压、大变形、高应变率模拟需求,可实现岩石抛掷、槽腔特征模拟。基于岩石力学试验,经计算和标定得出围岩本构模型参数,如表 1 所示,表中 f_c 为抗压强度,A 为黏结强度,B 为压力硬化值,C 为应变率系数,S_{max} 为名义最大强度,G 为剪切模量,T 为抗拉强度,D_1、D_2 为损伤常数。

表 1　围岩本构模型参数

Table 1　Parameters of surrounding rock constitutive model

密度/(kg·m^{-3})	f_c/MPa	A	B	C	S_{max}	G/GPa	T/MPa	D_1	D_2
2 300	25	0.25	1.2	0.015	4	5	2	0.04	1

采用乳化炸药爆破,选用 JWL 状态方程模拟理想静止起爆,爆轰压力计算公式为:

$$P=\eta\left(1-\frac{\omega}{R_1V}\right)e^{-R_1V}+\xi\left(1-\frac{\omega}{R_2V}\right)e^{-R_1V}+\frac{\omega E_0}{V} \quad (7)$$

式中:P 为爆轰压力;V 为相对体积;E_0 为单位体积内能;η、ξ、R_1、R_2、ω 均为方程拟合参数。

炸药本构模型参数如表 2 所示。

表 2　炸药本构模型参数

Table 2　Parameters of explosive constitutive model

密度/(kg·m^{-3})	爆速/(m·s^{-1})	爆轰压力/GPa	η/GPa	ξ/GPa	R_1	R_2	ω	E_0/GPa
1 179	5 122	9.53	276.2	8.4	5.2	2.1	0.5	3.87

2.2.3　模拟方案设计

本次模拟设置 4 个工况,空孔间距分别为 130、160、190、220 mm。炮孔布置沿用 1 个中心超深装药孔(直径 42 mm,深度 2.5 m)与 6 个空孔(直径 60 mm,深度 2.3 m);装药孔采用连续耦合装药、孔底反向起爆,装药长度 2.3 m,孔口留 0.2 m 填塞段。孔底布置数码电子雷管控制孔底炸药优先起爆,爆轰波沿炮孔轴向自由面传播,促使围岩破碎抛掷并形成初始槽腔,为后续炮孔起爆提供第二自由面。

3　不同空孔间距数值模拟结果分析

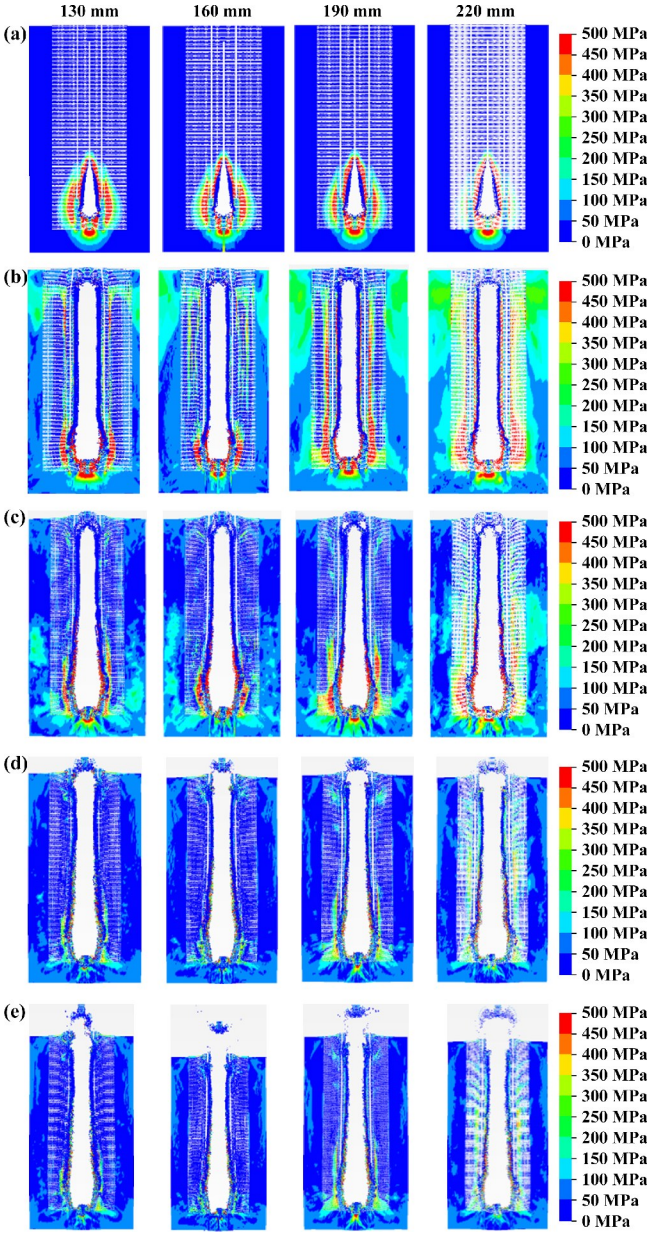
3.1　应力波传播与叠加分析

4 个工况下,不同时刻不同空孔间距下掏槽爆破冯·米塞斯应力云图如图 2 所示,根据图 2 分析应力波演化及其对槽腔的影响。

100 μs 时,爆炸应力波处于初始传播阶段,高应力区主要分布在装药段周围及孔间围岩,空孔壁反射作用尚未充分发挥。空孔间距 130 mm 时,孔间围岩较薄,应力波快速叠加并形成局部高应力集中,能量分布相对集中;空孔间距 160 mm 时,应力波传播范围与空孔位置匹配较好,孔间及空孔底部附近形成连续、对称的高应力带,有利于后续裂纹起裂和损伤扩展;空孔间距 190 及 220 mm 时,随着传播距离增加,应力波衰减增强,空孔附近应力集中程度降低,孔间应力叠加作用减弱,表明过大的空孔间距不利于早期应力波与空孔自由面的有效耦合。

500 μs 时,爆炸应力波抵达空孔与自由面,并反射为拉伸波,空孔壁形成拉应力集中区,推动围岩径向损伤向自由面扩展。空孔间距 130 mm 时,孔间围岩较薄,反射作用强烈,拉压复合应力偏高,局部快速破

坏,但能量过度集中;空孔间距 160 mm 时,应力波传播与反射匹配合理,拉应力集中带均匀,有利于围岩损伤稳定扩展;空孔间距 190 及 220 mm 时,应力波衰减显著,反射拉应力减弱,损伤发展迟缓。



(a) 100 μs; (b) 500 μs; (c) 1 000 μs; (d) 2 000 μs; (e) 3 000 μs

图 2 不同时刻、不同空孔间距下掏槽爆破冯·米塞斯应力云图

Fig. 2 Von Mises stress cloud nephograms of cut blasting under different empty-hole spacings at different time instants

1 000 μs 时,应力波衰减,爆生气体主导破岩,驱动围岩破碎并产生抛掷位移,腔体向空孔侧扩展。空孔间距 130 mm 时,围岩前期损伤快速贯通,但局部破碎过度,能量利用不均;空孔间距 160 mm 时,围岩损伤扩展均匀,腔体形态规则;空孔间距 190 及 220 mm 时,孔间围岩较厚,损伤贯通缓慢,部分区域保持完整。2 000~3 000 μs 时,应力波基本消散,爆生气体主导腔体扩展。空孔间距 130 mm 时,腔体形成较快,但破碎均匀性差;空孔间距 160 mm 时,腔体轮廓清晰、扩展均衡,掏槽空间稳定;空孔间距 190 及 220 mm 时,孔间围岩未完全破碎,空孔辅助作用未发挥,掏槽效果弱化。

综上,空孔间距对围岩损伤及槽腔形成影响显著:小间距(130 mm)易致围岩局部过度破碎,大间距(190 mm、220 mm)应力波衰减严重;空孔间距 160 mm 时,孔间岩体厚度适中,应力波在到达空孔时仍保持较高强度,空孔自由面反射形成的拉应力集中带较为连续,既避免了小间距下的局部过度破碎,又克服了大间距下应力波衰减和损伤不足的问题,围岩损伤发展稳定,掏槽效果最优。

3.2 槽腔范围对比分析

掏槽过程中围岩损伤颗粒数目变化情况如图 3 所示,空孔间距对围岩损伤颗粒数量影响显著。空孔间距 130 mm 时,应力波叠加效应明显,孔间围岩易破坏,损伤颗粒总数较多;空孔间距 160 mm 时,损伤颗粒数量与空孔间距 130 mm 时的损伤颗粒数量接近,但分布更均匀,利于形成稳定掏槽腔体;空孔间距增大至 190 及 220 mm 时,应力波叠加效应减弱,孔间围岩破坏程度降低,围岩损伤颗粒总数呈下降趋势。

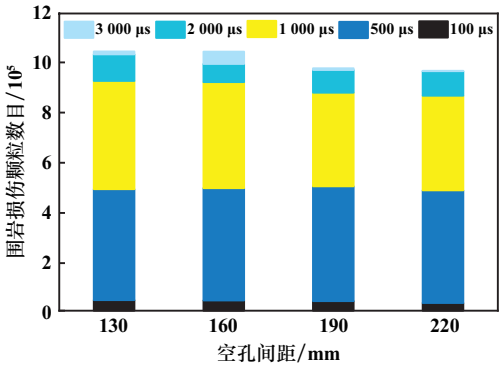


图 3 掏槽过程中围岩损伤颗粒数目变化情况

Fig. 3 Variation in number of damaged particles in surrounding rock during cut blasting

3.3 抛掷过程分析

掏槽过程中围岩损伤颗粒随时间变化曲线和损伤颗粒最终状态如图 4 和图 5 所示。

爆破初期(0~500 μs),各孔距下损伤颗粒数均快速增长,100 μs 时约(0.3~0.5)×10⁵,损伤局限于孔壁近区,500 μs 时增至约 5.0×10⁵,围岩显著破裂。500~1 000 μs 为损伤扩展主要阶段,受应力波与自由面反射拉应力共同作用,1 000 μs 时围岩损伤颗粒数达(9.0~9.6)×10⁵。1 000 μs 后,应力波衰减,爆生气体主

导破坏,颗粒数增速放缓并趋于稳定,2 000 μs 时围岩损伤颗粒数约 1.0×10^6,3 000 μs 时损伤扩展基本完成。

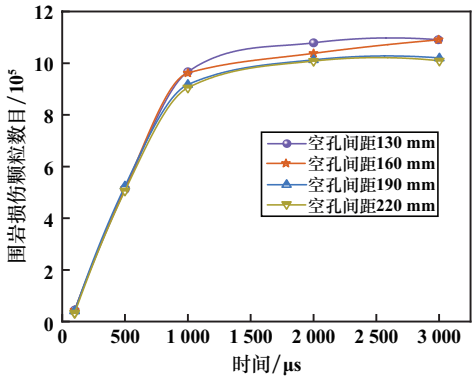
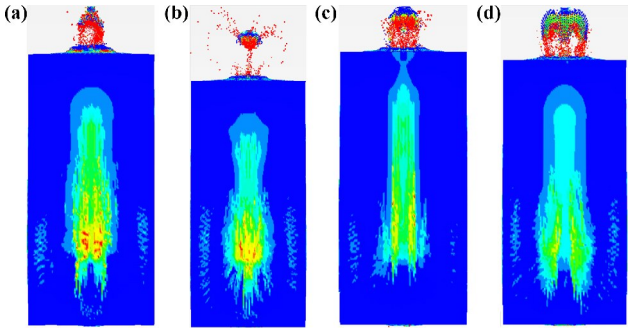


图 4　掏槽过程中围岩损伤颗粒随时间变化曲线

Fig. 4　Variation curves of damaged particles in surrounding rock with time during cut blasting



(a) 空孔间距 130 mm;(b) 空孔间距 160 mm;(c) 空孔间距 190 mm;(d) 空孔间距 220 mm

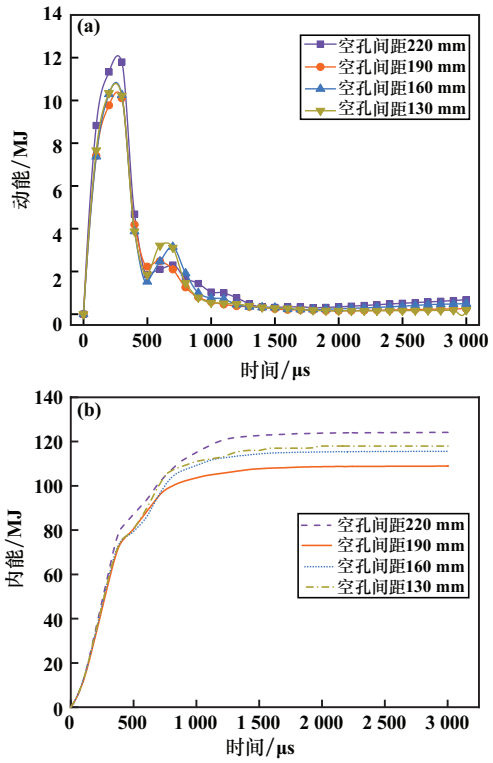
图 5　掏槽过程中围岩损伤颗粒最终状态图

Fig. 5　Final state of damaged particles in surrounding rock after cut blasting

不同孔距对比结果表明,曲线变化趋势一致,但最终颗粒数存在差异:130 mm 孔距损伤颗粒数始终略高,2 000 μs 及 3 000 μs 时的损伤颗粒数量基本一致,处于峰值水平,小孔距增强应力波叠加效应;160 mm 孔距损伤颗粒数略低于 130 mm,但处于较高水平;190 mm、220 mm 孔距应力波叠加减弱,孔间破坏程度低,最终损伤颗粒数略少。综上,随空孔间距增大,孔间破坏程度及掏槽扩展能力降低;160 mm 孔距可在保证破碎程度的同时形成更大的掏槽槽腔,综合掏槽效果最优。

3.4　能量变化分析

围岩动能和内能随时间变化曲线如图 6 所示。爆破初期,炸药爆轰能量优先转化为围岩颗粒动能,使围岩获得较高运动速度;随着应力波传播衰减,大量动能逐步转化为围岩内能,用于裂纹扩展、塑性变形及颗粒间摩擦耗散。



(a) 动能时程曲线;(b) 内能时程曲线

图 6　动能和内能随时间变化曲线

Fig. 6　Variation curves of kinetic energy and internal energy with time

不同空孔间距下,能量变化曲线整体趋势一致,但 220 mm 孔距岩体能量略高,130 mm 与 160 mm 孔距围岩能量分布更均匀;结合围岩破碎效果与能量利用效率,160 mm 孔距可在保证较高能量利用效率的同时,形成稳定掏槽结构,整体掏槽效果更合理。

4　现场工业试验与效果分析

4.1　试验概况

基于前述机理分析与数值模拟结果,在湖南某金矿开展现场工业试验。试验巷道为小断面(2.2 m×2.3 m)。原方案布置 27 个炮孔(孔深均 2.3 m),中心孔装药 2.1 m,空孔直径 60 mm、间距 100 mm,扩槽孔直径 42 mm、间距 280 mm,辅助孔 7 个。方案优化后,中心孔深 2.5 m(超深 0.2 m),其余炮孔深 2.3 m,空孔直径 60 mm、间距 160 mm,中心孔底部加强装药(装药长度 2.3 m),扩槽孔间距 350 mm,辅助孔 4 个;采用数码电子雷管,分多段别一次爆破,微差时间为 500 ms。优化方案如图 7 所示。

4.2　工业试验效果

现场试验效果图如图 8 所示。经多班次现场工业试验验证,巷道成型良好,平均进尺增加 0.25 m,单班

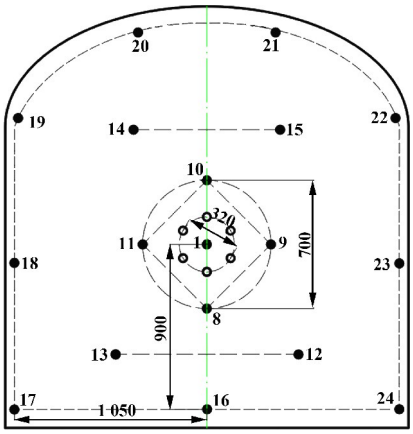
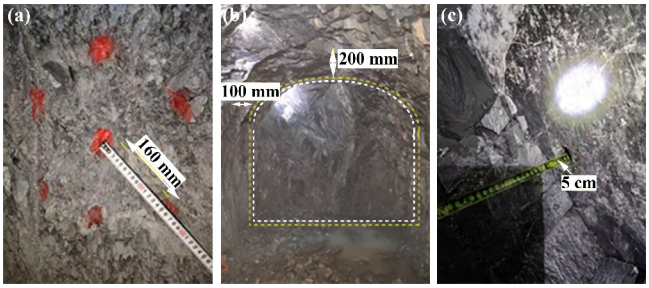


图 7 巷道爆破炮孔优化方案(单位:mm)

Fig. 7 Optimized blasthole layout scheme for roadway blasting

炮孔利用率提升 10%~12%,炸药量减少 13.3%,雷管数减少 14.29%,两帮超挖减少 66.7%。方案优化前后主要指标对比详见表 3。结果表明,基于中心孔超深的破碎围岩直眼掏槽爆破技术具有显著的工程应用效果。



(a) 试验喷点;(b) 巷道成型控制;(c) 5 cm 残眼

图 8 现场试验效果图

Fig. 8 Field test effect

表 3 掘进效果主要指标对比

Table 3 Comparison of main excavation effect indicators

对比项	平均进尺/m	炮孔利用率/%	炸药量/(kg·循环$^{-1}$)	雷管数/发	平均超挖/mm
优化前	2.00	87	36	21	300
优化后	2.25	95.8~97.8	31.2	18	≤100
差值	+12.5%	+10%~12%	−13.3%	−14.29%	−66.7%

5 结论

1) 中心孔超深掏槽破岩分析结果表明,小断面破碎围岩掘进中,中心孔超深并加强装药可形成预破碎带,使底部围岩转为碎裂结构,保障爆破能量有效抛掷;超深空腔增强应力波反射拉伸与驻留时间,结合优化空孔间距形成应力导向与裂隙贯通协同作用,显著提升槽腔下部破碎与抛掷效率。

2) 数值模拟结果显示,中心孔超深 200 mm 时,不同空孔间距爆破的应力传播、槽腔范围及能量变化趋势一致,但破碎效果差异明显:130 mm 孔距应力叠加强但局部破碎过度,190 mm、220 mm 孔距应力叠加不足且腔体扩展受限;160 mm 孔距可形成均匀稳定的损伤贯通区,能量利用效率高,掏槽效果最优。

3) 现场工业试验证实,优化方案效果显著:单班炮孔利用率由 87%提升至 95.8%~97.8%,炸药量减少 13.3%,雷管数减少 14.29%,两帮平均超挖控制在 100 mm 以内。

参考文献(References):

[1] 李建军,段祝平. 岩体中的节理裂隙对爆破影响的试验研究[J]. 矿冶工程, 2005,25(5):1-3.
Li Jianjun, Duan Zhuping. Experimental study on the effect of jointed and fractured rock masses on blasting[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2005,25(5):1-3.

[2] 赵安平,冯春,郭汝坤,等. 节理特性对应力波传播及爆破效果的影响规律研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2018,37(9):2027-2036.
Zhao Anping, Feng Chun, Guo Rukun, et al. Effect of joints on blasting and stress wave propagation[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2018,37(9):2027-2036.

[3] 师天真,杨启涛,代周超,等. 节理对岩体爆破破坏特性的影响研究[J]. 矿冶工程, 2025,45(3):8-13.
Shi Tianzhen, Yang Qitao, Dai Zhouchao, et al. Effect of joints on blasting-induced failure characteristics of rock mass[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2025,45(3):8-13.

[4] 王磊,高宇璠,傅洪贤,等. 小断面隧洞长短直眼组合掏槽爆破技术研究[J]. 爆破, 2025,42(2):97-104.
Wang Lei, Gao Yufan, Fu Hongxian, et al. Research on burn cut blasting technology combining long and short holes for small-section tunnels[J]. Blasting, 2025,42(2):97-104.

[5] 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]. 矿冶工程, 2021,41(5):36-40.
Wang Yuanlai, Shi Xiuzhi, Wang Famin, et al. Optimization of blasting parameters of burn cut in underground mine[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2021,41(5):36-40.

[6] 章逸锋,李洪超,张智宇,等. 基于正交试验的小断面巷道掏槽爆破参数确定[J]. 黄金科学技术, 2023,31(2):331-339.
Zhang Yifeng, Li Hongchao, Zhang Zhiyu, et al. Determination of blasting parameters for excavation and cutting of small section roadways based on orthogonal experiments[J]. Gold Science and Technology, 2023,31(2):331-339.

[7] 汪旭光. 爆破设计与施工[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2011.
Wang Xuguang. Blasting design and construction[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2011.

[8] 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), 2001,20(2):144-147.
Dai Jun. Calculation of radii of the broken and cracked areas in rock by a long charge explosion[J]. Journal of Liaoning Technical University (Natural Science Edition), 2001,20(2):144-147.

[9] Song J F, Lu C P, Zhang X F, et al. Damage mechanism and wave attenuation induced by blasting in jointed rock[J]. Geofluids, 2022, 2022:6950335.

[10] 张召冉,陈华义,矫伟刚,等. 含空孔直眼掏槽空孔效应及爆破参数研究[J]. 煤炭学报, 2020,45(增刊 2):791-800.
Zhang Zhaoran, Chen Huayi, Jiao Weigang, et al. Rock breaking mechanism and blasting parameters of straight-hole cutting with empty-hole[J]. Journal of China Coal Society, 2020,45(S2):791-800.

[11] 蒋克文,王海亮,郭建,等. 大空孔直眼掏槽有效应力分布规律模拟研究[J]. 煤炭技术, 2023,42(7):30-34.
Jiang Kewen, Wang Hailiang, Guo Jian, et al. Numerical simulation of effective stress distribution law of large hollow hole straight hole cutting[J]. Coal Technology, 2023,42(7):30-34.

[12] 赵艳伟,邰成群,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.
Zhao Yanwei, Tai Chengqun, Sun Jinhui, et al. Study on the influence mechanism of large diameter empty hole on cutting blasting effect[J]. Nonferrous Metals Engineering, 2024,14(8):164-173.

[13] 杨仁树,张召冉,安晨,等. 煤矿岩巷掘进爆破掏槽孔超深问题探讨[J]. 煤炭科学技术, 2020,48(1):10-23.
Yang Renshu, Zhang Zhaoran, An Chen, et al. Discussion on ultra-deep depth problem of slot hole in blasting excavation of rock roadway in coal mine[J]. Coal Science and Technology, 2020,48(1):10-23.

[14] 戴俊. 岩石动力学特性与爆破理论[M]. 2 版. 北京:冶金工业出版社, 2013.
Dai Jun. Dynamic behaviors and blasting theory of rock[M]. 2nd ed. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2013.

[15] 王明洋,钱七虎. 爆炸应力波通过节理裂隙带的衰减规律[J]. 岩土工程学报, 1995,17(2):42-46.
Wang Mingyang, Qian Qihu. Attenuation law of explosive wave propagation in cracks[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 1995,17(2):42-46.

[16] 潘博,汪旭光,徐振洋,等. 节理角度对岩石材料的动态响应影响研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2021,40(3):566-575.
Pan Bo, Wang Xuguang, Xu Zhenyang, et al. Research on the effect of joint angle on dynamic responses of rock materials[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021,40(3):566-575.

[17] 谷亚州,史秀志,刘文华,等. 上向中深孔掏槽爆破炮孔布置方式优化研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(6):24-28.
Gu Yazhou, Shi Xiuzhi, Liu Wenhua, et al. Optimization of blast-hole layout in upward cutting blasting with medium hole length[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2023,43(6):24-28.

[18] 王志东. 基于爆破漏斗试验在马坑铁矿 VCR 成井爆破技术中的应用[J]. 现代矿业, 2023,39(1):76-80.
Wang Zhidong. Application of VCR blasting technology in Makeng iron mine based on blasting funnel test[J]. Modern Mining, 2023, 39(1):76-80.

[19] Wang H, Liu C, Zhang X, et al. Influence of wave impedance of backfill medium on explosive stress wave propagation and rock mass damage evolution[J]. Scientific Reports, 2025,15(1):35362.

引用本文:罗佳,张豪,高鹏飞. 基于中心孔超深的破碎围岩直眼掏槽爆破技术研究[J]. 矿冶工程, 2026,46(4):67-73.
Luo Jia, Zhang Hao, Gao Pengfei. Burn cut design with ultra-deep central hole for fractured surrounding rock[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2026,46(4):67-73.

(上接第 66 页)

[14] 陈凯,陈清通,孙庆先,等. 基于 FLAC^{3D} 和概率积分法的公路下伏采空区变形影响分析与评价[J]. 能源与环保, 2024,46(2):262-268.
Chen Kai, Chen Qingtong, Sun Qingxian, et al. Analysis and evaluation of deformation influence of underlying goaf on highway based on FLAC^{3D} and probability integral method[J]. China Energy and Environmental Protection, 2024,46(2):262-268.

[15] GB 50021—2001 岩土工程勘察规范[S].
GB 50021—2001 Code for geotechnical engineering investigation[S].

[16] GB 50771—2012 有色金属采矿设计规范[S].
GB 50771—2012 Code for design of non-ferrous metal mining[S].

[17] 严荣富. 采动-断层双重影响下竖井变形破坏规律及机制研究[D]. 北京:北京科技大学,2023:3-6.
Yan Rongfu. Study on the law and mechanism of shaft deformation and failure under the dual influence of mining and fault[D]. University of Science and Technology Beijing,2023:3-6.

[18] 高亚林,和乾元,李翠平,等. 金川矿区龙首矿西二副井 1240~1120 m 段井筒破坏机理分析[J]. 科学技术与工程, 2021, 21(23):9814-9822.
Gao Yalin, He Qianyuan, Li Cuiping, et al. Analysis of shaft failure mechanism in the 1240~1120 m section of Xi'er auxiliary shaft in Longshou mine of Jinchuan deposit[J]. Science Technology and Engineering, 2021,21(23):9814-9822.

[19] 王利,高谦,肖卫国. 金川Ⅲ矿区主井工程变形分析与稳定性评价[J]. 矿冶工程, 2007,27(4):1-5.
Wang Li, Gao Qian, Xiao Weiguo. Deformation analysis and stability assessment of main shaft of minefield Ⅲ, Jinchuan Corp[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2007,27(4):1-5.

引用本文:石磊,于振建,王玉丁,等. 深部特大型矿山超大面积开采地表岩移演化规律与井筒稳定性系统分析[J]. 矿冶工程, 2026,46(4):60-66.
Shi Lei, Yu Zhenjian, Wang Yuding, et al. Evolution law of surface rock movement and systematic analysis of shaft stability for mining of super-large area in deep super-large mine[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2026,46(4):60-66.