

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2026.02.008

超深掏槽爆破技术在深孔竖井 硬岩掘进中的应用研究*

田迎春¹, 崔宇¹, 陶冶臣¹, 祝贺超¹, 毕枋¹, 郑昌达², 吴嘉桢², 杨灿书²

(1. 鞍钢基石矿业有限公司, 鞍山 114047; 2. 北京科技大学 土木与资源工程学院, 北京 100083)

摘要: 超深掏槽爆破技术在深孔硬岩竖井掘进过程中有着广泛的应用, 相比同深掏槽, 其可提升循环进尺, 增加炮孔利用率, 研究合理的超深掏槽参数对深孔硬岩竖井掘进工程具有重要意义。以鞍钢集团西鞍山铁矿副井的实际爆破设计及地质工程情况为背景, 使用数值仿真软件 ANSYS/AUTODYN, 建立包含掏槽眼及辅助眼的7种超深掏槽爆破计算模型, 对不同超深深度下的模型掏槽爆破过程进行模拟研究, 通过对不同模型爆破过程中岩石粒子速度及超压变化规律进行分析, 探究不同掏槽超深深度下岩石的损伤演化规律, 得到爆破效果最佳的超深深度范围。结果表明: 与传统掏槽相比, 竖井超深掏槽爆破对进尺提升有显著影响, 掏槽孔超深深度增加, 掏槽孔与辅助孔之间岩石压力峰值及粒子抛掷速度增加, 有利于岩石的损伤破坏及进尺的增加; 随着超出深度的越来越大, 掏槽孔与辅助孔之间岩石所受压力及抛掷速度增长趋势逐渐变缓, 增长率逐渐降低。现场试验结果表明: 使用优化方案后, 掘进进尺得到大幅提升, 周边眼深度为4500 mm, 超深深度为500 mm时, 平均循环进尺为4120 mm, 月进尺超过115 m。研究结果可为类似工程项目的超深参数优化提供参考依据。

关键词: 硬岩; 竖井掘进; 超深掏槽; 循环进尺; 炮孔利用率

中图分类号: TD235 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2026)02-0082-09

Application of Subdrilled Cut Blasting Technology in Deep-hole Hard Rock Shaft Sinking

TIAN Ying-chun¹, CUI Yu¹, TAO Zhi-chen¹, ZHU He-chao¹,
BI Li¹, ZHENG Chang-da², WU Jia-zhen², YANG Can-shu²

(1. Ansteel Cornerstone Mining Corporation, Limited, Anshan 114047, China; 2. School of Civil and Resource Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China)

Abstract: Subdrilled cut blasting technology is extensively employed for deep shaft sinking through hard rock formations. In contrast to equal-depth cutting methods, where the cutting depth matches the auxiliary hole depth, this advanced technique significantly improves advance per round and enhances blast hole utilization rate. Optimizing subdrilled-cut parameters is of substantial engineering significance in hard-rock shaft-sinking projects. Based on the actual blasting design and geological conditions at the auxiliary shaft of the Ansteel Group Iron Mine in Xi'an Shan, this study uses the numerical simulation software ANSYS/AUTODYN to establish 7 types of subdrilled cut-blasting

收稿日期 (Date of reception): 2025-06-18

网络首发日期 (Published online): 2025-09-11

作者简介: 田迎春 (1973-), 男, 吉林省四平市, 正高级工程师, 从事矿山开采工程技术方面的研究, (E-mail) 812814453@qq.com。

通信作者: 杨灿书 (1993-), 男, 贵州省毕节市, 在读博士, 从事爆破工程方面的研究, (E-mail) yesbuct@163.com。

基金项目: 国家自然科学基金 (52227809)

About the author: TIAN Ying-chun (1973-), male, born in Siping city, Jilin province, senior engineer, mainly engaged in research on mining engineering technology, (E-mail) 812814453@qq.com.

Corresponding author: YANG Can-shu (1993-), male, born in Bijie city, Guizhou province, Ph. D. candidate, mainly engaged in research on blasting engineering, (E-mail) yesbuct@163.com.

Fund Programs: National Natural Science Foundation of China (52227805)

calculation models, including cutting holes and auxiliary holes. Through comprehensive simulations of excavation blasting processes under varying subdrilling configurations, the research systematically analyzes variations in rock particle velocity and overpressure dynamics during detonation. These investigations aim to elucidate the mechanisms of damage evolution in rock masses under different subdrilling conditions and to determine the optimal depth range for maximum blasting efficiency. Results demonstrate that subdrilled cut blasting substantially enhances advance performance compared to traditional methods. Both peak rock pressure and particle ejection velocity between the cutting and auxiliary holes increase progressively with greater subdrilling, thereby promoting rock fragmentation and excavation efficiency. However, this growth trend gradually stabilizes as subdrilling increases. Field validation confirms significant tunnelling improvement after parameter optimization, achieving an average advance per round of 4120 mm (with a 4500 mm perimeter hole depth and a 500 mm subdrilling) and a monthly progress exceeding 115 m. These findings provide valuable references for optimizing subdrilling parameters in similar engineering projects.

Key words: hard rock; shaft sinking; subdrilling cut hole; advance per round; blast-hole utilization rate

竖井工程建设是在矿山开采过程中重要的一环,提高竖井循环进尺及炮孔利用率,对加快矿山安全高效投产建设有着重要意义。当前,钻爆法由于其适应性强、成本较低、技术较为成熟等优点,在我国井巷掘进中占据着重要地位。在钻爆法施工过程中,如何提高掘进效率,是爆破设计过程中必须考虑的问题^[1]。

爆破进尺提高的关键在于掏槽,掏槽方式^[2]、空孔布置及地应力等因素都极大影响掏槽爆破效果^[3-6],如何对掏槽方式进行优化以提高掘进效率,是学者们一直关注的问题^[7,8]。为解决隧道大断面掘进困难的影响,钱至桥等采用数值仿真研究了复式楔形掏槽对岩体的损伤规律^[9],发现其损伤破坏范围远大于单楔形掏槽,并将其应用于现场,取得良好效果。张召冉等在阳泉煤矿巷道应用了楔直复合掏槽爆破^[10],炮眼利用率得到有效提高。杨仁树等统计分析了近 40 年来巷道超深数据及利用率^[11,12],发现 95.2% 的金属矿山掏槽超深长度基本保持在 200 mm 以下,开展的现场试验表明,辅助孔深度分别为 1.8 m 和 2.0 m 时,最优掏槽超深深度分别为 300 mm 和 400 mm。为提高巷道深孔掏槽爆破效率,张召冉等推导了一阶和二阶掏槽成腔阻力和动力公式,提出了不同岩性条件下掏槽参数的取值范围^[13],现场试验表明,二阶二段掏槽在进尺和炮孔利用率等方面由于传统楔形掏槽技术。王兆阳等分析了近年来 200 个代表性爆破掘进案例^[14],发现对于普氏系数较大的岩石,可通过适当增加炮孔长度和炸药单耗来保证爆破效果,但总药量增加过多,爆破振动随之增加,不利于井巷安全施工。王磊等提出了长短直眼组合掏槽形式^[15],克服了传统直眼掏槽爆破进尺低的问题,炮孔利用率由 78.5% 增加至 89.3%。为解决岩石巷道掘进效率低、作业时间长的问題,Li 等提出了相似掏槽的创新掏槽爆破掘进方法^[16],该方法可有效提高岩石巷道掘进进尺。王雁冰等结合应力波叠加理论、弹性力学理论

及数值仿真^[17],建立了超深深度和岩石碎胀系数之间的关系。倪昊开展了二氧化碳二阶二段掏槽爆破技术现场试验^[18],爆后效果良好,验证了该技术的可行性。满轲等从爆后成型、岩石破碎程度及爆破振动峰值等方面对传统直眼掏槽、单楔形掏槽、双楔形掏槽的爆破效果进行了对比分析^[19],结果表明,直眼掏槽更利于爆破硐室成型。龚敏等利用有限元仿真软件 LS-DYNA 分析了有无中心孔起爆时掏槽底部有效应力峰值变化情况^[20],结合现场试验证明增加中心眼起爆能有效提高爆破循环进尺。李龙福将双阶同深分段掏槽爆破技术应用于竖井爆破^[21],有效提高了炮孔利用率,陈一曦等从爆后岩石损伤程度及爆后腔体大小入手^[22],研究了延期时间对孔内分段掏槽爆破效果的影响,结果表明,合理的延期时间设置能有效提升掏槽爆破扩腔作用。Huang 等结合理论分析及现场实验^[23],研究了掏槽孔同时起爆与延时起爆之间的爆破振动,分析了岩石起爆对爆破振动的影响规律。路燕泽结合理论分析和数值模拟^[24],验证了螺旋掏槽的爆破效果优于桶形掏槽。

由以上分析可知,学术界从掏槽孔装药结构、掏槽孔布设形式及起爆方式入手,以爆腔成型大小、炮眼利用率及爆破振动峰值等为目标,对矿山井巷掘进过程中进尺低的问题开展了大量研究工作,超深掏槽爆破技术作为提升爆破掘进循环进尺的手段之一也在工程实践中得到广泛应用。但科研人员对于硬岩竖井深孔炮眼利用率低这一工程实际问题的关注仍较少,基于此,本文以西鞍山铁矿正在建设中的某辅助井为研究背景,针对进尺低,无法满足月度进尺要求的问题,以提高循环进尺及炮眼利用率为目标,借助 AUTODYN 仿真计算软件,对不同掏槽超深深度下岩石爆破过程进行了数值模拟,探究了不同超深深度下岩石的爆破损伤规律,并结合现场试验确定了合理的掏槽超深深度。研究结果可为硬岩竖井深孔爆破提供一定的参考价值。

1 工程概况

西鞍山铁矿在建副井设计深度为 690 m,井筒断面荒径 8.0 m,采用钻爆法施工。掏槽方式为直孔掏槽,炮孔直径 48 mm,采用直径 40 mm 的二号岩石乳化炸药,钻孔深度 4.5 m,单循环进尺约 3.67 m,炸药单耗 2.34 kg/m³。

1.1 爆破设计参数

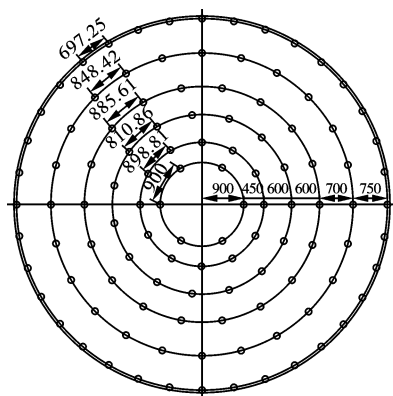
井筒断面面积 50.24 m²,使用六臂伞钻钻机进

行钻孔作业,孔深 4.5 m,炮眼 111 个,炸药单耗 2.34 kg/m³,乳化炸药尺寸规格直径×长度×重量为:φ 40 mm×350 mm×500 g。使用工业数码电子雷管反向逐排起爆。掏槽眼延期时间 50 ms,辅助孔排间间隔延期时间为 120 ms,周边眼与辅助眼之间延期间隔时间为 220 ms,总延期时间为 2200 ms。单循环进尺平均约 3.75 m,炮孔利用率约 83.33%。爆破设计相关参数如表 1 所示,炮孔布置示意图如图 1 所示。

表 1 爆破参数表

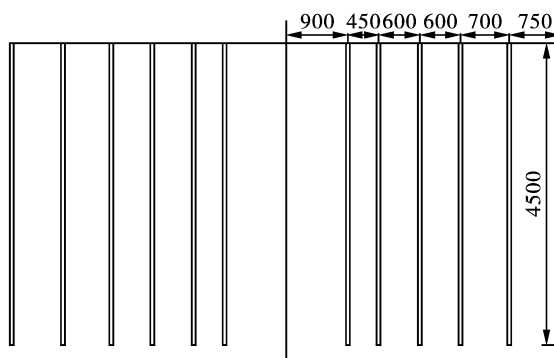
Table 1 Table of blasting parameters

名称 Name	眼数 Number of blastholes	眼深 Blasthole depth/mm	眼距 Blasthole spacing/mm	装药量 The amount of explosives			排间间隔延期 Interval delay time between rows/ms	联线方式 Connection method
				单孔药卷数 Quantity of single hole explosives	kg/圈 kg/Circle	炸药直径 Explosive diameter/mm		
掏槽眼 Cut hole	6	4500	900	10	30	40	50	
一圈辅助眼 First round auxiliary hole	12	4500	699	8	48	40	120	
二圈辅助眼 Second round auxiliary hole	15	4500	811	8	60	40	120	
三圈辅助眼 Third round auxiliary hole	18	4500	886	8	72	40	120	并联 Parallel connection
四圈辅助眼 Forth round auxiliary hole	24	4500	848	8	96	40	120	
周边眼 Peripheral hole	36	4500	697	7	126	40	220	
合计 Total	110				432			



(a) 炮孔俯视图

(a) Top view of the blasthole



(b) 炮孔剖视图

(b) Sectional view of the blasthole

图 1 炮孔布置图(单位:mm)

Fig. 1 Blast-hole layout diagram(unit:mm)

1.2 存在的问题

1)井筒炮孔深度为 4500 mm 时,单循环进尺仅为约 3670 mm,炮眼利用率仅为 81.56%,单月进尺 90~100 m,较低的月进尺无法满足企业月进度要求。

2)方案设计的不合理,由于整体炮孔较深,围岩较硬,以花岗岩为主,普氏系数 12.5,爆后断面极不平整,存在超欠挖现象,不利于下一循环的安全高效施工。

2 数值计算

针对以上问题,利用 ANSYS/AUTODYN 数值仿真软件,建立包含掏槽眼及辅助眼的爆破仿真计算模型,对不同超深深度下的岩石掏槽爆破过程进行模拟研究。通过改变掏槽眼超深深度,探究不同掏槽超深深度下岩石的破坏损伤规律。

2.1 计算模型及相关算法

文献[25]中验证了利用二维模型研究柱状药包对岩石破坏作用的可行性,由于计算量过大,掏槽及辅助孔采用缩比模型尺寸进行仿真模拟,建立长和宽均为 800 mm、厚度 2 mm 的二维平面模型,包括两个掏槽孔和两个辅助孔,孔内填充炸药和封堵材料。共建立 7 个模型,分别为 A_1 、 A_2 、 A_3 、 A_4 、 A_5 、 A_6 、 A_7 ,掏槽孔超深深度分别为 0、20 mm、40 mm、60 mm、80 mm、100 mm、120 mm,炮孔孔径、炸药及封堵段直径为 12 mm,辅助孔炸药长度 300 mm,封堵段 100 mm,掏槽孔间距为 200 mm,掏槽与辅助孔间距为 80 mm,掏槽孔与辅助孔延期时间间隔为 10 μ s。如图 2 所示为 A_2 模型。

光滑粒子流体动力学算法 (SPH) 可较好地处理模拟过程中的大变形问题,与传统 FEM 算法相比,其不需要建立网格,避免了计算过程中出现的网格畸变问题,已被广泛应用于各类工程实践中^[26,27]。整体模型使用 SPH 算法,粒子直径为 2 mm。除顶部自由边界,其余边设置无反射边界以消除应力波反射的影响。在一侧掏槽与辅助孔中部设置高斯点 a_1 及 a_2 ,对岩石粒子的超压及速度进行监测。

2.2 相关材料参数

通过对副井 - 320 m 水平现场取芯,制作成标准试件,试件平均密度为 2.66 g/cm³,如图 3 所示,采用微机电子万能试验机及霍普金森杆动态测试试验机进行测试,得到试件拉强度及抗压强度分别为 17.5 MPa 和 122.45 MPa。

RHT 本构模型可较好地表征爆炸荷载作用下岩体损伤变形行为,结合实验测得数据及文献[28, 29]对岩石相关参数进行确定,岩石相关参数取值如表 2 所示。

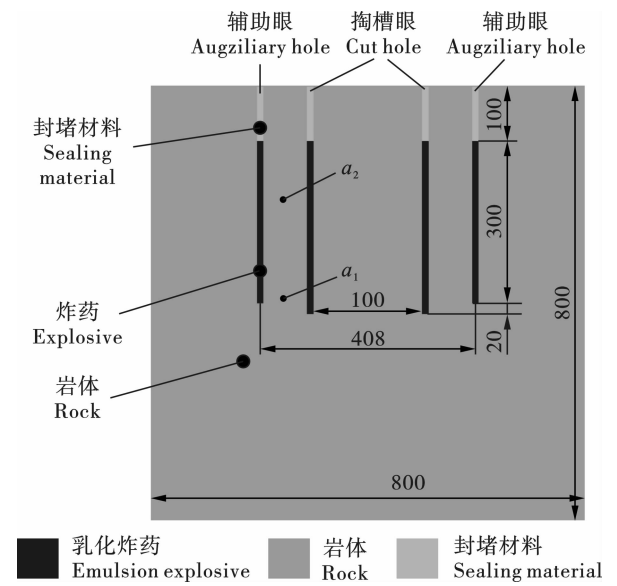


图 2 数值计算模型 A_2 (单位:mm)
Fig. 2 Numerical calculation model A_2 (unit:mm)

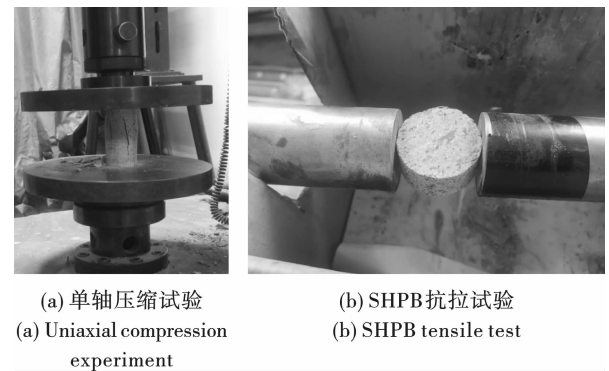


图 3 岩石力学性质测试
Fig. 3 Testing of rock mechanics property

表 2 岩石 RHT 本构参数
Table 2 Rock RHT constitutive parameters

$\rho / (\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	$S_k / (\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	G / MPa	P_{sc} / GPa	e_c	A_1 / GPa	A_2 / GPa	A_3 / GPa	B_0	B_1
2.66	3650	15.4	6.5	3.0	32.14	41.25	10.05	1.22	1.22
N	T_r / K	G / GPa	f_l	f_c / MPa	G	β_c	β_t	D_1	D_2
0.65	300	16.7	17.5	122.45	2.0	0.0103	0.014	0.04	1.0

乳化炸药材料采用 JWL 状态方程,材料参数如表 3 所示,空气采用 Ideal Gas 状态方程描述,参数如表 4 所示。参数直接调用 autodyn 材料库^[30,31]。

封堵材料采用普通砂土 (SAND),采用 Compaction 状态方程进行描述。

表 3 炸药材料参数

Table 3 The material parameters of explosive

$\rho/$ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	$D/$ ($\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$)	P_{CJ}/GPa	A/GPa	B/GPa	R_1	R_2	ω	$E_0/$ ($\text{J} \cdot \text{m}^{-3}$)
1145	4500	22.7	214.4	0.182	4.2	0.9	0.15	8.56×10^9

表 4 空气材料参数

Table 4 The material parameters of air

$\rho/$ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	$H_f^*/$ ($\text{J} \cdot \text{kg}^{-1} \cdot \text{K}^{-1}$)	T_r/K	C_4	C_5	C_5	V_0	$E_0/(\text{J} \cdot \text{m}^{-3})$
1.225	717.60	288.2	0.4	0.4	0	1	2.5×10^{-6}

2.3 结果分析

2.3.1 岩体内部超压演化规律

对 7 种模型进行数值计算,如图 4 所示,为 A_1 及 A_7 模型超压云图变化情况。由云图可知, $t = 20 \mu\text{s}$ 时,掏槽孔炸药爆轰波与辅助孔炸药爆轰波发生碰撞,提取不同时刻岩石超压演化云图, $t = 30 \mu\text{s}$ 时,炸药段已全部引爆。随着反应的进行,相比超深深度为 0 的 A_1 模型,超深深度为 60 mm 的 A_7 模型两掏

槽孔中部、掏槽与辅助孔之间超压峰值显著升高,达到 666.7 MPa,其持续时间更长,压力峰值范围更广。掏槽孔之间岩石所受压力更大,岩石破碎程度更高,更有利于底部岩石的抛掷;掏槽区域底部岩石破碎创造出的自由面及掏槽与辅助孔之间岩体更高的压力,更有利于该区域岩石的损伤。掏槽区域及掏槽与辅助孔之间岩体变形损伤程度越大,则后续其他圈后爆孔的破坏效果越好,整体进尺得到提高。

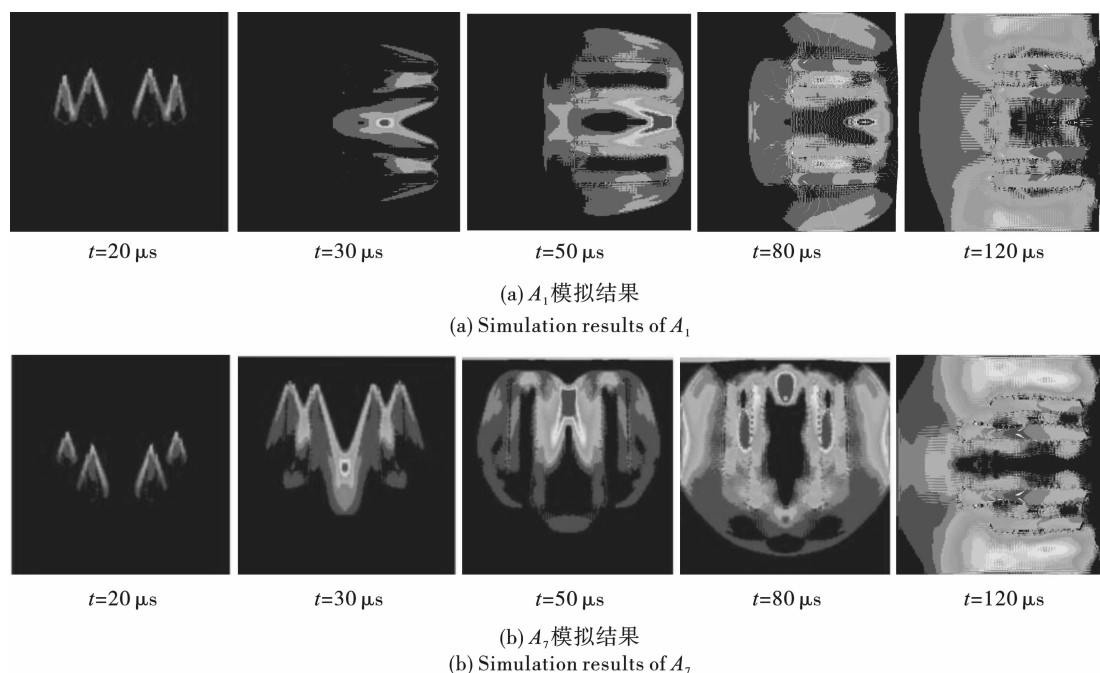


图 4 模型 A_1 及 A_7 压力变化

Fig. 4 Pressure changes in the model of A_1 and A_7

图 5、图 6 为不同模型监测点 a_1 及 a_2 处超压随时间变化曲线。由图 5 可知,超深深度为 0 时,约

$20 \mu\text{s}$ 测点 a_1 压力达到峰值,为 480 MPa,随着超深深度的增加,由于炸药长度的增加,爆轰波传播至监

测点 a_1 的时间随之增加,峰值可达到 862 MPa,且压力峰值出现时间向后推移。

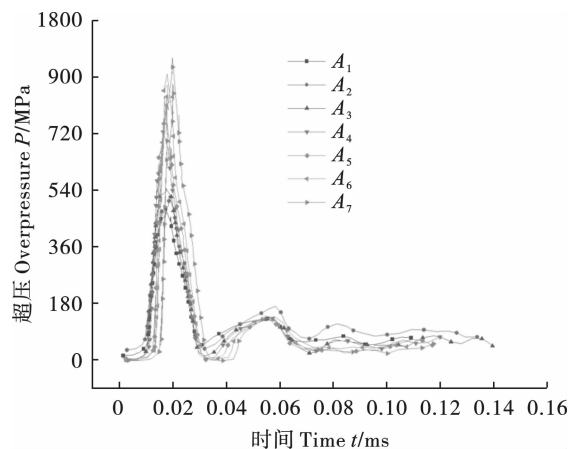


图5 不同模型测点 a_1 超压变化曲线

Fig. 5 Overpressure variation curve of measuring point a_1 in different models

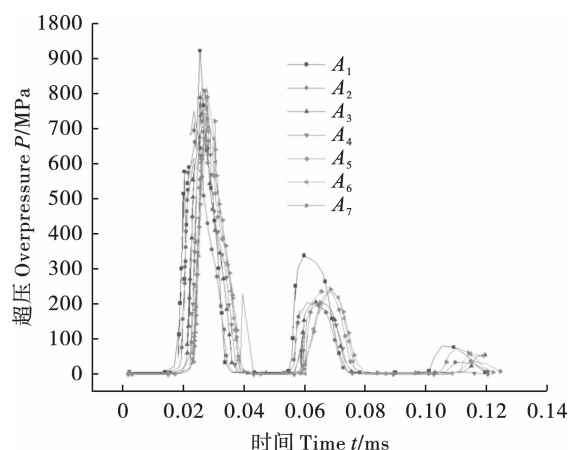


图6 不同模型测点 a_2 超压变化曲线

Fig. 6 Overpressure variation curve of measuring point a_2 in different models

随超深深度的增加,峰值压力表现出逐渐升高的趋势,这一方面是由于掏槽底部药量增加,爆轰能量随之增加,更多的爆炸荷载作用在该区域,导致峰值压力急剧上升,另一方面,由于起爆方式为反向起爆,炸药自下而上起爆,底部药卷越长,其爆炸产生的爆轰波与辅助孔药卷产生的爆轰波的叠加效应愈发明显,表现为超压峰值急剧升高。从峰值增长速率来看,随超深深度的增加,增长速率逐渐降低,超深深度由 40 mm 增加至 60 mm (对应模型 A_5 、 A_6 、 A_7) 时峰值增加不明显,增长率分别为 10.8% 及 6.1%,由此可见,一定的掏槽超深深度有利于岩石的破坏,但超深深度并非越大越好,随着掏槽孔超出深度的越来越大,炸药对岩石作用的压力峰值增加率逐渐放缓,且增加的药量会引起爆破震动的升高,

不利于岩体的安全爆破。

2.3.2 岩体内部测点 a_2 速度变化规律

为进一步探究岩石粒子受掏槽孔超深深度的影响,对掏槽孔及辅助孔之间岩石区域粒子速度进行分析。如图7所示为监测点 a_2 处粒子速度。由图可知,当采用超深掏槽时,相比同深掏槽,由于岩体所受压力峰值的增加,粒子速度明显升高。

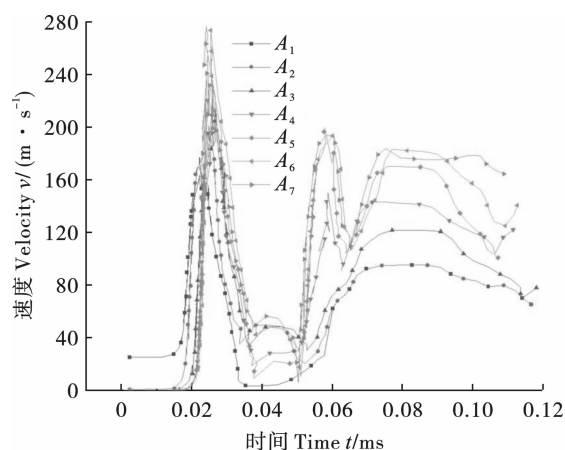


图7 不同模型测点 a_2 速度变化曲线

Fig. 7 Velocity variation curve of measuring point a_2 in different models

随着超深深度的增加,粒子速度峰值呈现上升趋势,当超深深度由 40 mm 增加至 60 mm 时,速度增长率逐渐变缓,仅为 2.27%。这是由于当超深深度增加至一定范围时,辅助孔与掏槽孔之间岩体所受压力并非线性升高,其增长率呈现逐渐降低的趋势,因此岩体往外抛掷速度增长率也随之变缓。综上,相比传统同深掏槽爆破装药形式,超深掏槽具有可增加辅助孔与掏槽孔之间岩体压力的作用,更有利于该区域岩石的破碎及抛掷,但超深深度并非越大越好,随着超深深度的增大,岩体所受压力的增长率逐渐降低,这意味着超深掏槽深度存在着一个合理的取值范围,在该范围内,可提高岩石破碎能力及掘进进尺的同时,实现炸药能量利用率的最大化。

3 实验及应用

3.1 实验方案

结合以上数值计算结果,基于现场实际工程情况,如图8所示,对现场爆破设计方案进行优化设计实验,以探索最佳超深掏槽爆破参数。针对掏槽孔,设计不同的超深深度,超深深度变化范围为 0 ~ 600 mm,以 100 mm 为间隔,共 7 个方案 (记为 B_1 、 B_2 、 B_3 、 B_4 、 B_5 、 B_6 、 B_7),在西鞍山铁矿某副井 - 320 m 水平开展试验,每个方案实验一炮,共 7 次实验。采

用乳化炸药,数码电子雷管反向起爆,炮头设置在倒数第一卷炸药。总炮眼数 111 个,共领取 120 发雷管,多余的雷管用作欠挖带炮使用。如表 5 所示为掏槽孔爆破参数表,因其余炮孔参数相同,仅列出掏槽孔设计参数。

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

名称 Name	方案 Scheme	眼数 Number of blastholes	眼深 Blasthole depth/mm	超深深度 Subdrilling depth/mm	眼距 Blasthole spacing/mm	装药量 The amount of explosives	
						单孔药卷数 Qauntity of single hole explosives	kg/圈 kg/Circle
掏槽眼 Cuthole	B_1	6	4500	0	900	10	30
	B_2	6	4600	100	900	10	30
	B_3	6	4700	200	900	11	33
	B_4	6	4800	300	900	11	33
	B_5	6	4900	400	900	12	36
	B_6	6	5000	500	900	12	39
	B_7	6	5100	600	900	12	42

每次实验爆破结束后,待排烟至达到标准,下进行断高数据测量并结合上一炮断高分析进尺等相关数据,对每循环所需时间及消耗炸药量等数据进行实时统计。每炮实验结束后对钻孔、装药、爆破、出渣及浇筑工序循环时间进行统计,出渣结束后对半眼痕数量进行统计并计算半眼痕率。

3.2 结果分析

不同爆破设计方案下每循环爆破效果数据统计如表 6 所示,图 9 为爆破方案循环进尺变化曲线。

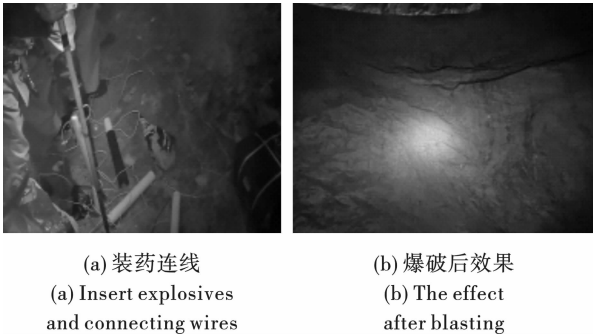


图 8 超深掏槽现场试验
Fig. 8 Subdrilling excavation field test

表 6 不同爆破方案实验结果统计
Table 6 The statistics of experimental results for different blasting schemes

方案 Scheme	超深深度 Subdrilling depth/mm	进尺 advance per round/mm	进尺增长率 Growth rate of advance per round/%	炮眼利用率 Blast hole utilization rate/%	炸药单耗 Powder factor/kg
B_1	0	3670	/	81.56	2.34
B_2	100	3830	4.36	85.11	2.25
B_3	200	3920	2.35	87.11	2.21
B_4	300	4010	2.30	89.11	2.16
B_5	400	4110	2.49	91.33	2.12
B_6	500	4190	1.95	93.11	2.09
B_7	600	4210	0.48	93.56	2.10

结合统计结果可知,超深深度为 0 mm 时,所有孔深度均为 4500 mm,进尺为 3.67 m,炮孔利用率为 81.56%,随着超深深度的增加,进尺随之增加,爆破效果较好。超深深度大于 400 mm 时,炮眼利用率均在 90% 以上,进尺曲线增长趋势逐渐变缓,

增长率大幅降低,超深深度为 600 mm 时,增长率仅为 1.51%。超深深度分别为 400 mm、500 mm 及 600 mm 时,炸药单耗分别为 2.12 kg/m³、2.09 kg/m³ 及 2.10 kg/m³,可见,当超深深度为 600 mm 时,相比超深深度为 500 mm 掘进进尺略有增加,但由于其

总药量的增加,炸药单耗也随之增加,过高的炸药单耗不仅增加经济成本,也增大了爆破振动。综合考虑经济成本及掘进进尺,辅助眼及周边眼深度为4500 mm时,超深深度为500 mm较为合理。

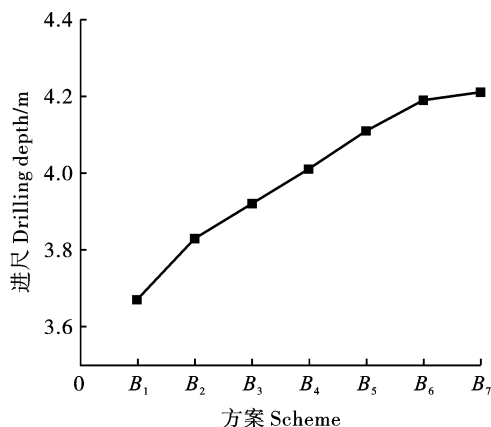


图9 不同爆破方案实验循环进尺曲线图

Fig. 9 The cyclic footage curve of different blasting schemes

在西鞍山副井-362 m水平进行掏槽超深为500 mm爆破设计方案的应用,共计28个循环,每循环时间平均26.5 h。实验结果表明,优化后的爆破参数对增加进尺、提升炮眼利用率具有较好的效果,单循环进尺平均为4.12 m,炸药单耗平均 2.11 kg/m^3 ,月进尺在115 m以上,较原来增加21.05%,可达到甲方对建设施工的月进度要求,该结果对类似条件工程建设施工具有一定的参考意义。

4 结论

(1)数值计算结果表明,掏槽孔超深深度增加,掏槽孔与辅助孔之间岩石压力峰值升高,岩石粒子抛掷速度增加,更利于岩石的破坏损伤,但超深深度并非越大越好。随着超出深度的越来越大,掏槽孔与辅助孔之间岩石所受压力及抛掷速度增长趋势逐渐变缓,增长率逐渐降低。

(2)实验结果可见,随着超深深度的增加,进尺逐渐增加,由原始的3670 mm增加至最高可达4210 mm,炮孔利用率由81.56%提升至93.56%,这表明使用掏槽超深爆破优化方案可有效提高竖井硬岩掘进效率。随着超深深度的增加,进尺增长率逐渐降低。综合考虑经济成本及掘进效率,竖井辅助眼及周边眼深度为4500 mm时,超深深度取500 mm较为合理。

(3)优化后的方案经现场应用,爆破效果较好,可有效提升掘进进尺,超深深度为500 mm,周边眼及辅助眼深度为4500 mm时,平均循环进尺为4120 mm,月进尺超过115 m,较原来增加21.05%,

可达到甲方对建设施工的月进度要求,该结果对类似条件工程建设施工具有一定的参考意义。

参考文献 (References)

- [1] 杨仁树,丁晨曦,杨立云,等. 岩石爆破基础理论研究进展[J]. 工程爆破,2024,30(5):11-19.
- [1] YANG Ren-shu, DING Chen-xi, YANG Li-yun, et al. Research progress on the fundamental theory of rock blasting [J]. Blasting Engineering, 2024, 30(5): 11-19. (in Chinese)
- [2] ZHANG Hao, LI Ting-chun, WU Shuai, et al. A study of innovative cut blasting for rock roadway excavation based on numerical simulation and field tests [J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2022, 119: 104233.
- [3] SONG Sen-sen, HUO Run-ke, LIANG Yan-ling, et al. Numerical simulation and application research of straight-hole cut blasting with empty holes in railway tunnels [J]. International Journal of Geomechanics, 2024, 24(4): 04024037.
- [4] LI Qian, LI Hai-bo, FU Shuai-yang, et al. The effect of in-situ stress on blast-induced rock fracture and damage zone [J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2024, 154: 106091.
- [5] LI Qian, LI Hai-bo, HE Li-heng, et al. Effect of empty-hole on the rock blasting under in-situ stress [J]. Computers and Geotechnics, 2025, 185: 107290.
- [6] LU Ang, YAN Peng, LU Wen-bo, et al. Crack propagation mechanism of smooth blasting holes for tunnel excavation under high in-situ stress [J]. Engineering Fracture Mechanics, 2024, 304: 110144.
- [7] XU Peng, YANG Ren-shu, ZUO Jin-jing, et al. Research progress of the fundamental theory and technology of rock blasting [J]. International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials, 2022, 29(4): 705-716.
- [8] 杨阳,杨仁树,陈骏,等. 岩石爆破基础理论研究进展与展望 I——本构关系 [J]. 工程科学学报, 2024, 46(11): 1931-1947.
- [8] YANG Yang, YANG Ren-shu, CHEN Jun, et al. Advancements and future prospects in the fundamental theories of rock blasting research I——Constitutive relationships [J]. Chinese Journal of Engineering, 2024, 46(11): 1931-1947. (in Chinese)
- [9] 钱至桥,赵明生,池恩安,等. 复式楔形掏槽在大断面隧道掘进中的应用研究 [J]. 爆破, 2024, 41(2): 86-95.
- [9] QIAN Zhi-qiao, ZHAO Ming-sheng, CHI En-an, et al. Research on application of compound wedge cut in large section tunnel excavation [J]. Blasting, 2024, 41(2): 86-95. (in Chinese)
- [10] 张召冉,张书铭,许鹏,等. 岩巷钻爆法掘进掏槽技

- 术选择与应用[J]. 科学技术与工程, 2021, 21(34): 14516-14522.
- [10] ZHANG Zhao-ran, ZHANG Shu-ming, XU Peng, et al. Cutting technology selection and practice of drilling and blasting method in rock roadway[J]. Science Technology and Engineering, 2021, 21(34): 14516-14522. (in Chinese)
- [11] 杨仁树, 王 渝, 宫国慧, 等. 弓长岭铁矿巷道掘进掏槽孔超深长度优化试验研究[J]. 金属矿山, 2020(7): 16-24.
- [11] YANG Ren-shu, WANG Yu, GONG Guo-hui, et al. Experimental study on the ultra-deep length optimization of the excavation cutting holes in the tunnel of Gongchangling iron mine[J]. Metal Mine, 2020(7): 16-24. (in Chinese)
- [12] 杨仁树, 张召冉, 安 晨, 等. 煤矿雁行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.
- [12] YANG Ren-shu, ZHANG Zhao-ran, 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. (in Chinese)
- [13] 张召冉, 杨仁树. 岩石巷道“多阶段”掏槽技术及应用研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2019, 38(3): 551-559.
- [13] ZHANG Zhao-ran, YANG Ren-shu. Multi-step cutting technology and its application in rock roadways[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2019, 38(3): 551-559. (in Chinese)
- [14] 王兆阳, 王雁冰, 黄秋凡, 等. 岩巷掏槽爆破掘进数据库建立及参数优化研究[J]. 金属矿山, 2024(3): 140-149.
- [14] WANG Zhao-yang, WANG Yan-bing, HUANG Qiu-fan, et al. Study on database establishment and parameter optimization of rock tunnel cutting blasting[J]. Metal Mine, 2024(3): 140-149. (in Chinese)
- [15] 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/OL]. 爆破: 1-13. [2025-05-09]. <https://link.cnki.net/urlid/42.1164.tj.20250410.0958.006>.
- [15] WANG Lei, GAO Yu-fan, FU Hong-xian, et al. Research on cut blasting technology with combination of long and short straight hole for small section tunnels[J/OL]. Blasting: 1-13. [2025-05-09]. <https://link.cnki.net/urlid/42.1164.tj.20250410.0958.006>. (in Chinese)
- [16] LI Chen-xiao, YANG Ren-shu, ZUO Jin-jing, et al. Theory and field tests of innovative cut blasting method for rock roadway excavation[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2025, 155: 106180.
- [17] 王雁冰, 张 航, 杨仁树, 等. 掏槽孔超深深度对爆破效果的影响[J]. 工程科学学报, 2023, 45(2): 182-194.
- [17] WANG Yan-bing, ZHANG Hang, YANG Ren-shu, et al. Experimental study on overdepth coefficient of the cut hole in coal mine roadway excavation blasting[J]. Chinese Journal of Engineering, 2023, 45(2): 182-194. (in Chinese)
- [18] 倪 昊. 竖井“二氧化碳”筒形掏槽爆破技术及应用[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(10): 65-71.
- [18] NI Hao. Application and carbon dioxide two-step barrel cut blasting technology in coal mine shaft[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(10): 65-71. (in Chinese)
- [19] 满 轲, 刘晓丽. 不同爆破掏槽形式的反应频谱综合分析[J]. 工程力学, 2021, 38(7): 52-63.
- [19] MAN Ke, LIU Xiao-li. Spectrum comprehensive analysis on blasting signals under different cutting methods[J]. Engineering Mechanics, 2021, 38(7): 52-63. (in Chinese)
- [20] 龚 敏, 文 斌, 王 华. 掏槽参数对煤矿岩巷爆破效果的影响[J]. 爆炸与冲击, 2015, 35(4): 576-584.
- [20] GONG Min, WEN Bing, WANG Hua. The influence of excavation parameters on the blasting effect of coal mine rock tunnels[J]. Explosion and Shock Waves, 2015, 35(4): 576-584. (in Chinese)
- [21] 李龙福, 江东平, 方建国, 等. 双阶同深分段掏槽爆破技术在竖井掘进中的应用[J]. 金属矿山, 2022(12): 18-22.
- [21] LI Long-fu, JIANG Dong-ping, FANG Jian-guo, et al. Application of two-stage and same depth sublevel cutting blasting technology in shaft excavation[J]. Metal Mine, 2022(12): 18-22. (in Chinese)
- [22] 陈一曦, 钟明寿, 刘 影, 等. 平行掏槽孔内延时爆破技术的 SPH-FEM 数值模拟[J]. 工程爆破, 2023, 29(3): 55-62.
- [22] CHEN Yi-xi, ZHONG Ming-shou, LIU Ying, et al. Numerical simulation on delayed blasting technology in parallel cut hole based on SPH-FEM[J]. Engineering Blasting, 2023, 29(3): 55-62. (in Chinese)
- [23] HUANG Dan, QIU Xian-yang, SHI Xiu-zhi, et al. Experimental and numerical investigation of blast-induced vibration for short-delay cut blasting in underground mining[J]. Shock and Vibration, 2019(2): 5843516.