

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2025.04.008

深部高应力巷道掘进爆破工艺优化与应用*

张发宇^{1,2}, 孙思赞^{1,2}, 肖磊^{1,2}, 崔鹏^{1,2}, 罗平框³, 朱国军^{2,4}, 杜佳辉^{2,4}

(1. 云南驰宏锌锗股份有限公司, 曲靖 655011; 2. 深地资源开发技术研究实验室, 昆明 650031;
3. 中南大学资源与安全工程学院, 长沙 410083; 4. 昆明冶金研究院有限公司, 昆明 650031)

摘要: 随着采掘水平的不断加深, 高地应力及复杂地质条件对巷道掘进光面爆破效果的制约愈发突出。为解决滇东北某矿超1500 m深部找探矿工程巷道掘进中出现的光面爆破成形质量差、循环进尺效率低以及爆堆大块率高等问题, 在深入分析了现行掘进爆破方案的循环进尺深度与作业成本的基础上, 结合深部工程区域矿岩可爆性与地应力测试结果, 对现行方案的掏槽形式、炮眼布置、装药结构以及填塞方式等进行了工艺优化, 并针对不同围岩等级进行了差异化爆破方案设计, III级围岩采用“1+6”直眼掏槽替代原方案“2+6”斜眼掏槽结构, IV级围岩采用“2+6”直眼掏槽替代原方案“1+4”斜眼掏槽。现场工业试验结果表明: 巷道循环进尺深度提升0.1~0.41 m, 开挖断面半孔率提高至80%, 炸药单耗平均降低15%, 试验后爆堆大块率降低至8%。研究表明: 采用“参数优化-工艺适配”技术体系, 基于围岩条件开展分级爆破设计施工, 可显著改善深部高地应力环境下的巷道掘进爆破效果, 为矿山企业降本增效。研究成果为深部金属矿巷道掘进爆破提供了可借鉴的设计思路。

关键词: 高地应力; 巷道掘进; 光面爆破; 可爆性分析; 工艺优化

中图分类号: TD235.3 文献标识码: A 文章编号: 1001-487X(2025)04-0070-09

Optimization and Application of Blasting Technology for Deep High-stress Roadway Excavation

ZHANG Fa-yu^{1,2}, SUN Si-zan^{1,2}, XIAO Lei^{1,2}, CUI Peng^{1,2}, LUO Ping-kuang³, ZHU Guo-jun^{2,4}, DU Jia-hui^{2,4}

(1. Yunnan Chihong Zinc Germanium Co., Ltd., Qujing 655011, China;

2. Deep Earth Resource Development Technology Research Laboratory, Kunming 650031, China;

3. School of Resource and Safety Engineering, Central South University, Changsha 410083, China;

4. Kunming Metallurgical Research Institute Limited, Kunming 650031, China)

Abstract: As the mining level progressively extends downward, the limitations imposed by elevated in-situ stress and intricate geological conditions on the effectiveness of smooth blasting during roadway excavation become progressively more pronounced. To address issues related to the poor quality of smooth blasting formation, low efficiency of cyclic advance, and high boulder yield during the excavation of a deep exploration engineering roadway in a mine located in northeastern Yunnan at a depth exceeding 1500 meters, an in-depth analysis was conducted on the cycle advance depth and operational costs associated with the current excavation blasting scheme. Test results complemented

收稿日期 (Date of reception): 2025-06-10

网络首发日期 (Published online): 2025-09-15

作者简介: 张发宇(1996-), 男, 云南曲靖人, 工程师, 主要从事充填采矿法工艺管理、巷道掘进爆破技术研究工作, (E-mail) 2289233544@qq.com。

通信作者: 朱国军(1999-), 男, 重庆奉节人, 助理工程师、硕士研究生, 主要从事爆破与支护工艺研究工作, (E-mail) guojun_zhu@qq.com。

基金项目: 云南省基础研究计划项目(编号: 202501CF070050)

About the author: ZHANG Fa-yu(1996-), male, born in Qujing, Yunnan Province, engineer, mainly engaged in the process management of backfill mining method, roadway excavation and blasting technology research, (E-mail) 2289233544@qq.com.

Corresponding author: ZHU Guo-jun(1999-), male, born in Fengjie, Chongqing, assistant engineer, master candidate, mainly engaged in blasting and support technology research, (E-mail) guojun_zhu@qq.com.

Fund Programs: Supported by Yunnan Fundamental Research Projects (grant No. 202501CF070050)

this analysis concerning the explosibility of ore and rock in the deep engineering area, as well as the in-situ stress assessments. Consequently, the form of the cutting design, blast hole layout, charging structure, and stemming method inherent to the existing scheme have been optimized in terms of process. Moreover, differentiated blasting schemes have been devised for various surrounding rock grades. For grade-III surrounding rock, the “1 + 6” burn cut is adopted to replace the “2 + 6” inclined hole cutting of the original scheme. For grade-IV surrounding rock, the “2 + 6” burn cut is adopted to replace the original “1 + 4” inclined hole cutting groove. On-site industrial test results showed that the cyclic depth of the tunnel increased by 0.1 ~ 0.4 m, the half-hole mark rate of the excavation section increased to 80%, the average explosive consumption decreased by 15%, and the boulder yield after the test decreased to 8%. The research results indicate that adopting the “parameter optimization and process adaptation” technology and carrying out graded blasting design and construction based on surrounding rock conditions can significantly improve the blasting effect of roadway excavation in deep and high in-situ stress environments, thereby reducing costs and increasing efficiency for mining enterprises.

Key words: high in-situ stress; roadway excavation; smooth blasting; explosibility evaluation; process optimization

近年来,随着金属矿山地下开采深度逐步延伸至 1500 m 以下,深部巷道掘进面临着更高的地应力叠加和更复杂的地质条件^[1,2]。高地应力在爆破过程中快速释放的应力波会与爆破诱发的冲击波相互叠加,导致岩体破碎呈现明显的不均匀性,并显著降低循环进尺效率^[3]。传统的爆破参数优化往往基于均质岩体或简化模型,偏重于单一指标优化,难以兼顾循环进尺效率与断面质量的同步提升^[4]。考虑到深部工程地质环境的演变,爆破工艺作为影响施工效果的关键环节,也应予以重视并针对现场实际工况设计优化,这对改善深部巷道掘进爆破效果具有重要意义。

国内外对深部高地应力条件下巷道爆破机理及工艺优化已有大量研究。赵瑞通过理论分析和数值模拟^[5],揭示了爆破诱发的应力释放波在深埋隧道周围岩体中的传播特征,并指出高原位应力场会改变冲击波的聚集与衰减模式,从而影响岩裂生成与扩展。李亮基于统一强度理论和 Jones-Miller 方程进行了理论推导^[6],对深埋隧道围岩爆破致裂范围进行了量化评估,为钻爆工程实际中精准控制裂缝扩展提供了理论依据。掏槽爆破空孔效应对槽腔的形成有促进作用^[7],孟海利通过理论分析与数值模拟得出空孔应力集中效应主要源自孔洞应力集中效应和应力波叠加效应^[8]。冀玉豪对不同空孔间距和空孔半径条件下的孔壁应力变化规律展开研究^[9],将理论计算与数值模拟进行结果对比分析,发现空孔效应应力集中现象随着空孔间距增大、空孔半径减小而越弱。杨建华通过数值模拟发现^[10],在深部高应力环境下大空孔直眼掏槽比传统斜眼掏槽能更好地促进爆破初期裂缝生成,并有效提高破碎分形损伤程度。丁晨曦研究了普通直眼掏槽爆破和大空孔直眼掏槽爆破在不同地应力条件下的应力

演化过程和破裂损伤特征^[11],发现高地应力环境下大空孔直眼掏槽爆破依然能够显著增加岩石破碎程度和破碎范围,提高爆破效果和破碎效率。炮孔布置合理性也是影响巷道掘进爆破效果的重要因素^[12],单仁亮运用数学理论与方法对炮孔布置进行了优化^[13],并在实际工程中取得了良好的应用效果,王怀勇详细阐述了光面爆破技术的机理和参数选取方法^[14],并通过现场试验同普通爆破法进行了对比,得到了较好的试验效果。傅师贵研究了高地应力作用下深孔控制爆破损伤情况及裂隙演化规律^[15],发现控制孔对爆生裂纹的扩展有一定的定向效果,但会受到所处环境的高地应力影响。徐颖通过模型试验研究了不耦合装药对地应力条件下岩石爆破裂纹扩展的影响^[16],得出在深部岩体爆破开挖时可以利用径向主裂纹的扩展长度与不耦合系数之间关系进行控制爆破参数设计,从而减少围岩超挖和欠挖。上述研究内容大多基于理论分析和数值模拟结果,缺乏在深部高地应力巷道的爆破工艺优化及现场工业试验。

本研究依托滇东北某矿采矿二厂深部找探矿工程,基于工程区域现行爆破方案巷道掘进爆破效果及原位矿岩可爆性分析结果,对深部工程爆破工艺进行优化,分别设计适用于Ⅲ、Ⅳ级围岩的掘进爆破施工方案并通过现场工业试验验证其合理性,以期研究成果可为同类深部金属矿巷道掘进爆破设计优化提供技术路径。

1 工程概况

采矿二厂深部采区找探矿工程现已深入至地下 1500 m,区内矿岩以白云岩、灰岩为主,平均密度 3.2 g/cm^3 ,岩石坚固性系数为 6 ~ 8,围岩等级为Ⅲ ~ Ⅳ级。巷道断面形状为“三心拱”,采用钻爆法

掘进工艺,斜眼掏槽,并辅以光面爆破技术平整轮廓面,设计断面尺寸 $4.2\text{ m} \times 3.45\text{ m}$,炮眼直径 d 为 40 mm ,空眼直径为 80 mm ,钻眼深度 $3 \sim 3.2\text{ m}$,爆破选用 32 mm 直径2号岩石乳化炸药和数码电子雷管,填塞采用浸水软化的纸壳。受构造地质影响,掘进过程中部分巷道区段需要穿越断层破碎带区域,局部区域岩体节理裂隙发育且围岩稳固性较差。根据不同巷道区段岩体质量及围岩完整程度,现场对围岩等级为Ⅲ级、Ⅳ级的巷道掘进区段分别设计了爆破方案。

1.1 掘进爆破方案

1.1.1 Ⅲ级围岩爆破方案

Ⅲ级围岩炮眼布置情况如图1(a)所示,共施工54个炮眼,炮眼平均长度 3.02 m ,中心眼1个,每个眼装10卷药;掏槽眼12个,其中6个掏槽空眼,其余每个眼装10卷药;小辅助眼6个,每个眼装9卷药;大辅助眼13个,每个眼装6卷药;周边眼15个,眼间距 55 cm ,每个眼装4卷药;底眼6个,眼间距

$75 \sim 100\text{ cm}$,左右两边靠近底眼的两个眼各增加2卷药,再往上两个眼各增加1卷药,底眼每个眼装药7卷药;共计装药320卷药,装药量 96 kg ,15个周边眼采用每卷药间隔 $60 \sim 70\text{ cm}$ 进行装药。延期时间设置掏槽眼为 0 ms ,最内圈辅助眼为 75 ms ,由内向外每隔段增加延时 25 ms 。

1.1.2 Ⅳ级围岩爆破方案

Ⅳ级围岩炮眼布置情况如图1(b)所示,共施工54个炮眼,炮眼平均长度 3.01 m ,中心眼1个,装10卷药;掏槽眼8个,其中4个掏槽空眼,其余每个眼装9卷药;小辅助眼4个,每个装8卷药;大辅助眼20个,眼间距 $72 \sim 90\text{ cm}$,每个眼装6卷药;底眼6个,眼间距 $75 \sim 100\text{ cm}$,每个眼装药7卷药;周边眼15个,眼间距 55 cm ,每个装药4卷药;合计装药300卷药,装药量 90 kg ,15个周边眼采用每卷药间隔 $60 \sim 70\text{ cm}$ 进行装药。延期时间设置掏槽眼为 0 ms ,最内圈辅助眼为 75 ms ,由内向外每隔段增加延时 25 ms 。

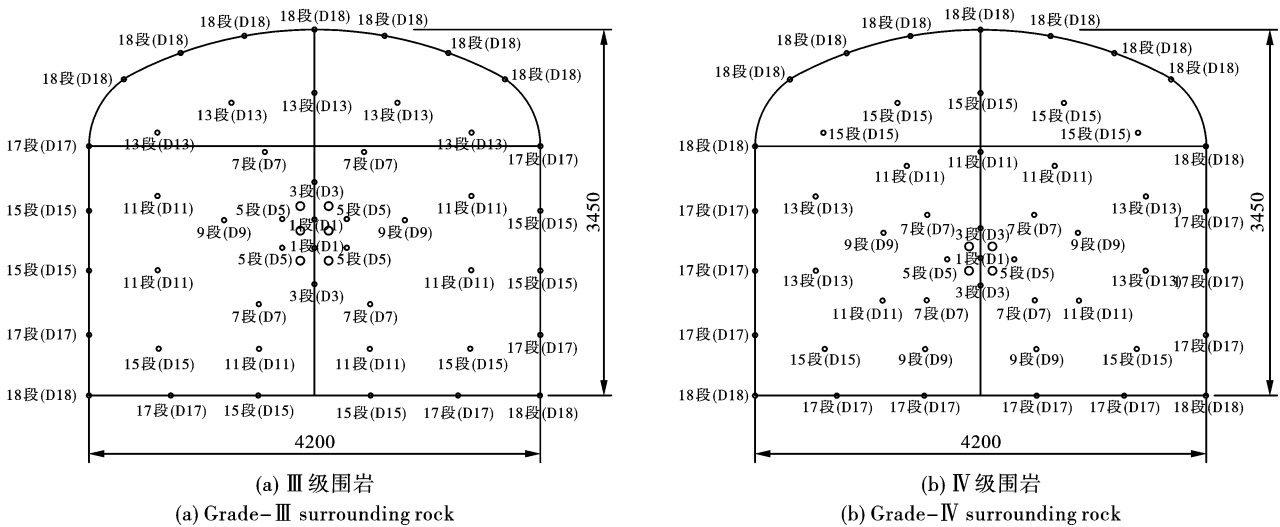


图1 炮眼设计图

Fig. 1 Blast hole design

1.2 掘进爆破效果分析

Ⅲ级、Ⅳ级围岩爆破方案的掘进爆破结果参数如表1所示,其中:Ⅲ级围岩采用“2+6”斜眼掏槽方式,即2个掏槽装药眼搭配6个空眼,炸药单耗 2.76 kg/m^3 ,炮眼利用率 86.1% ,循环进尺 2.6 m ;Ⅳ级围岩采用“1+4”斜眼掏槽方式,也即1个掏槽装药眼搭配4个空眼,炸药单耗 2.80 kg/m^3 ,炮眼利用率 79.1% ,循环进尺仅 2.4 m 。此外,两种方案掘进爆破后的巷道成形质量控制均不佳,呈现不同程度的围岩超欠挖现象,且部分区域“鼓包”问题突出,隐患处理危险性较高且严重制约工程进度。

2 矿岩可爆性分析与地应力测试

2.1 矿岩可爆性分析

岩体可爆性是指岩体在炸药爆炸作用下发生破碎的难易程度^[17],它是动载作用下岩体物理力学性质的综合体现,通常可将一个或几个指标作为岩体可爆性分级的判据。若岩块在爆破应力作用下易于发生宏观破裂面扩展及碎块剥离,则岩体可爆性分级较低;反之,若岩体内部结构致密、破裂能消耗高且碎块分离困难,则可爆性分级较高。矿岩波阻抗与坚固性系数作为表征矿岩基础物理力学性质的关键指标,可用于其可爆性的初步评测。

表 1 原方案掘进爆破效果测试结果

Table 1 The blasting effect of the original excavation plan

围岩级别 Surrounding rock grade	掏槽形式 Cutting pattern	眼数 Hole count	炸药消耗量 Explosive consumption/kg	循环进尺 Cyclic advance/m	炮眼利用率 Blast hole utilization rate/%	炸药单耗 Powder factor/ (kg · m ⁻³)	雷管单耗 Detonator used in unit volume/ (pcs · m ⁻³)
Ⅲ	“2+6”	48+6	96	2.6	86.1	2.76	1.38
Ⅳ	“1+4”	50+4	90	2.4	79.1	2.80	1.49

2.1.1 波阻抗测试计算

岩体声波速度是计算波阻抗的核心参数,当岩体被视为弹性介质时,声波在其中的传播遵循弹性波规律。由于岩体弹性常数与密度存在差异,弹性波传播速度呈现显著变化,通过在岩体激发弹性波并接收其衰减信号,可分析波动特性反演岩体力学参数及内部缺陷。测试采用 RSM-SY5 非金属声波检测仪,通过现场取样制芯并测试,得到区域岩体平均纵波速度 c_p 为 4.26 km/s。见图 2。

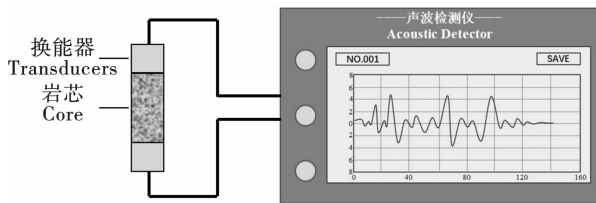


图 2 声波测试示意图

Fig. 2 Schematic diagram of sound wave testing

波阻抗反映岩体对爆炸能量的传播与损耗特性,与岩体完整性呈正相关,根据波阻抗的计算公式

$$Z = \rho \times c_p \quad (1)$$

式中: ρ 为测试岩体密度, g/cm^3 ; c_p 为测试岩体

纵波速度, km/s。

计算得到测试区域岩体的波阻抗平均值 $Z = 3.2 g/cm^3 \times 4.26 km/s = 1.3632 \times 10^7 kg/(m^2 \cdot s)$, 反映出该区域岩体属中等阻抗岩石。

2.1.2 可爆性分级

岩石坚固性系数可以定量表征岩体的抗破坏能力,该区域岩体的坚固性系数 $f = 6 \sim 8$, 呈中等坚固。将其与测得的岩石波阻抗纳入表 2 进行对照,可判别测试区域岩体的可爆性等级为 II 类 3 级,属中等偏难爆岩石,巷道掘进爆破工程中主要呈准脆性破坏。

2.2 地应力测试

地应力是存在于地层中的天然应力场,通过对不同埋深的地层进行地应力测试,有助于了解工程区域周围的天然三维应力场的状态。基于应力解除法测量技术,采用 HID 空心包体应力计对矿区 846 ~ 1612 m 埋深的 8 个测点进行地应力测试,测量计算得到如表 3 所示的各测点主应力。由表可知,随着埋深增大,各主应力数值整体呈递增态势,其中最大水平主应力 σ_1 由 846 m 埋深的 27.02 MPa 增大至 1612 m 埋深的 48.83 MPa,增幅达 80.72%。

表 2 可爆性分级参数对照表^[18]

Table 2 Comparison table of explosive grading parameters

岩石类别 Rock class	I		II		III	
代表性岩石 Representative rocks	坚硬岩石:花岗岩、玢岩、闪岩、玄武岩等 Hard rocks: granite, porphyrite, amphibolite, basalt, etc.		中等坚硬岩石:白云岩、石灰岩、大理岩、砂砾岩、页岩等 Moderately hard rocks: dolomite, limestone, marble, sandstone & conglomerate, shale, etc.		松软岩石:泥灰岩、片岩等 Soft rocks: marl, schist, etc.	
破坏特点 Failure characteristics	脆性破坏 Brittle failure		准脆性破坏 Quasi-brittle failure		塑性破坏 Plastic failure	
岩石级别 Rock grade	1	2	3	4	5	6
岩石波阻抗 Rock wave impedance/ [$\times 10^6 kg/(m^2 \cdot s)$]	16 ~ 20	14 ~ 16	10 ~ 14	8 ~ 10	4 ~ 8	2 ~ 4
岩石坚固性系数(f) Rock firmness coefficient	15 ~ 20	10 ~ 15	5 ~ 10	3 ~ 5	1 ~ 3	0.5 ~ 1.0

表3 部分测点主应力测量结果

Table 3 Measurement results of principal stress at some measurement points

测点 Measuring point	埋深 Burial depth/m	最大水平主应力 σ_1 Maximum horizontal principal stress/MPa	垂直主应力 σ_2 Vertical stress/MPa	最小水平主应力 σ_3 Minimum horizontal principal stress/MPa
1#	846	27.02	23.87	18.95
2#	1104	40.15	32.92	26.12
3#	1209	38.29	34.49	24.16
4#	1270	36.17	31.79	23.68
5#	1276	38.78	34.32	25.56
6#	1276	39.25	35.21	25.87
7#	1426	39.14	34.64	29.49
8#	1612	48.83	42.35	30.42

将表3中各测点地应力数据绘制成散点图观察测点应力随埋深的分布变化,并通过线性拟合得到如图3所示的测点应力随深度的变化规律,式(2)~(4)分别为测点最大水平主应力、最小水平主应力以及垂直主应力的线性拟合公式。由图可知,各测点应力数值随埋深增大呈规律性增长,当地层埋深为1000 m时,该地层的最大水平主应力 $\sigma_{1000,\max} = 30.90$ MPa、垂直主应力 $\sigma_v = 26.39$ MPa;当地层埋深达到1500 m时,该地层的最大水平主应力 $\sigma_{1500,\max} = 45.55$ MPa、垂直主应力 $\sigma_v = 39.54$ MPa,相较1000 m埋深,应力数值增幅分别达到了47.41%和49.49%,可见超1500 m深部找探矿工程巷道掘进过程中面临的地应力影响远超浅部及中深部掘进工程,应适时调整掘进方案以适应地层环境。

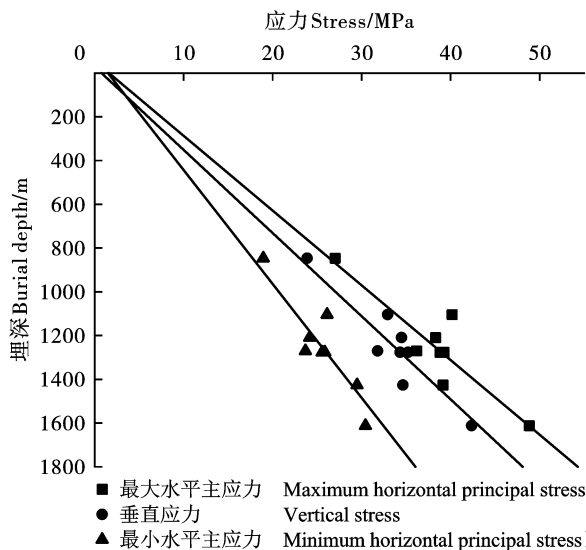


图3 测点应力随深度变化规律

Fig. 3 The variation of the stress at the measuring point with the depth

$$\sigma_{h,\max} = 0.0293H + 1.5995 \quad (2)$$

$$\sigma_{h,\min} = 0.0192H + 1.3186 \quad (3)$$

$$\sigma_v = 0.0263H + 0.08783 \quad (4)$$

式中: $\sigma_{h,\max}$ 为最大水平主应力,MPa; $\sigma_{h,\min}$ 为最小水平主应力,MPa; σ_v 为垂直主应力,MPa; H 为埋深,m。

3 爆破工艺优化

基于原掘进爆破方案呈现出的巷道成形质量与爆破效果不佳等问题,同时结合深部区域矿岩主要呈中等偏难爆这一情况,针对深部区域矿岩进行巷道掘进爆破工艺优化。

3.1 掏槽形式

掏槽爆破作为巷道掘进爆破序列的初始致裂单元,其效能直接制约全断面爆破的岩石破碎动力学响应与循环进尺深度。掏槽效果不佳将显著增强岩体夹制作用,导致爆破能量利用率衰减、爆堆块度分布劣化,并诱发巷道轮廓面超、欠挖。掏槽形式主要分斜眼掏槽和直眼掏槽两大类,适用条件不同且各有优劣。在深部高应力条件下,爆破诱发的应力波在岩体中呈各向异性传播,并在孔壁与自由面处发生反射与折射。采用斜眼掏槽时,由于槽口与爆破方向及主应力场存在倾斜角,反射波的入射与出射路径不一致,多次折射和相位干涉会削弱射向围岩的能量密度,使得裂缝萌生与扩展效率降低^[19]。现行方案采用斜眼掏槽,依托眼底集中装药实现楔形岩体抛掷,眼深3.2 m,但实际循环进尺仅2.4~2.6 m。考虑到施工现场满足直眼掏槽的技术要求和条件,且巷道断面宽度限制了斜眼掏槽施工工艺,现将掏槽形式改为直眼掏槽。

3.2 炮眼布置

3.2.1 掏槽眼

原Ⅲ级围岩爆破方案采用“2+6”斜眼掏槽布

置, 循环进尺可达 2.6 m, 鉴于围岩完整性较好, 将其调整为“1+6”直眼掏槽布局, 即以 1 个装药眼为中心, 环绕 6 个空眼。尽管总装药量略有减少, 但新布置可充分利用岩体完整优势, 使爆破气体、冲击波和拉伸波在环形空洞内更均匀地传播和反射, 强化自由面效应并加速裂缝贯通, 从而在降低施工成本的同时保持现有掘进效率。

原Ⅳ级围岩爆破方案采用“1+4”斜眼掏槽布置, 循环进尺仅 2.4 m, 因围岩完整性较差, 在爆破过程中部分能量沿破碎岩体裂隙逸散, 导致有效能量利用率不足。为此, 将掏槽布置调整为“2+6”直眼掏槽形式, 即以 2 个掏槽装药眼为核心, 环绕布置 6 个空眼。通过增大总装药量和补偿空间, 弥补爆破过程中的能量损失, 提高掏槽爆破能量作用效果, 从而改善循环进尺。

3.2.2 辅助眼

原方案将辅助眼分为小辅助眼(辅助掏槽扩腔)和大辅助眼(破碎作业面主体区域), 但炮眼布置未充分考虑岩体的可爆性, 爆破过程中作业面主体破碎效果不佳。现将辅助眼分为掏槽辅助眼、主爆层辅助眼和光爆层辅助眼, 其中: 掏槽辅助眼用以扩大掏槽补偿空间和自由面, 围绕掏槽眼布置; 主爆层辅助眼用以破碎作业面主体区域, 继续扩大补偿空间和自由面的同时增强对岩体的破碎效果; 光爆层辅助眼用以破碎作业面主体区域和减小光爆层厚度, 降低周边眼的爆破负担。

3.2.3 周边眼

根据光面爆破周边眼最小抵抗线计算公式 $W_{\min} = (10 \sim 20)d$, 计算得到 $W_{\min} = 0.4 \sim 0.8$ m。周边眼眼距 $a = m \times W_{\min}$, m 取值范围为 $0.8 \sim 1.0$, W_{\min} 取 0.7 m, 计算得到 $a = 0.56 \sim 0.7$ m, 考虑到光爆层辅助眼的增益效果, 取 $a = 0.65$ m。周边眼距开挖轮廓线 150 mm, 并向外倾斜 5° 左右, 使眼底在轮廓线附近。

3.3 装药结构

掏槽眼、辅助眼及底眼采用连续装药结构, 周边眼采用空气间隔装药, 间隔距离 500 mm, 均使用数码电子雷管眼底起爆, 并按要求设置眼间起爆微差时间。

3.4 填塞方式

原方案均采用低效能纸壳填塞, 爆破过程中大量能量自炮眼口逸散浪费, 导致爆炸能量利用率低, 并影响最终爆破效果。为充分利用爆炸能量, 降低爆破冲击波等有害效应, 将填塞物改为黏性炮泥, 以沙、黏土和水按 4:5:1 配比混合制作。堵塞长度 $l_0 = (0.2 \sim 0.5)W_{\min} > 0.2$ m, 取 $l_0 = 0.3$ m, 即炮眼堵塞长度不小于 0.3 m。

4 现场工业试验

为了验证工艺优化后巷道掘进光面爆破方案的合理性, 根据爆破工艺优化原则, 分别设计了适用于不同围岩等级的掘进爆破方案, 并在采矿二厂深部找探矿工程 1031~936 m 中段斜坡道进行了现场工业试验。凿岩设备使用 DD210 凿岩台车, 采用 3.5 m 长钎杆, 钎头直径 $\phi 40$ mm, 另可更换 $\phi 80$ mm 钻头用以钻凿空眼。

4.1 优化后掘进爆破方案

4.1.1 优化后Ⅲ级围岩爆破方案

优化后Ⅲ级围岩炮眼布置情况如图 4 所示, 共 49 个炮眼, 平均长度 3 m, 采用“1+6”直眼掏槽光面爆破, 装药总量 80.4 kg, 装药起爆参数详见表 4。

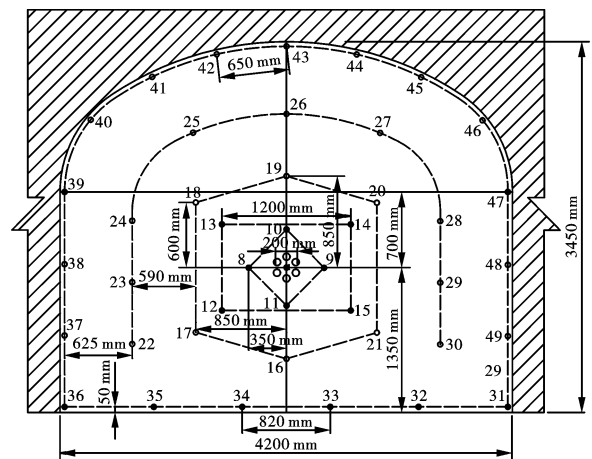


图 4 “1+6”直眼掏槽光面爆破炮眼设计图

Fig. 4 Design drawing of “1+6” burn cut smooth blasting

4.1.2 优化后Ⅳ级围岩爆破方案

优化后Ⅳ级围岩炮眼布置情况如图 5 所示, 共 54 个炮眼, 平均长度 3 m, 采用“2+6”形直眼掏槽光面爆破, 装药总量 86.7 kg, 装药起爆参数详见表 5。

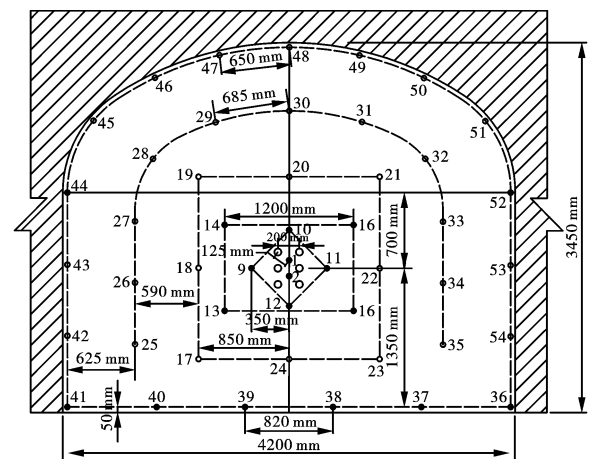


图 5 “2+6”直眼掏槽光面爆破炮眼设计图

Fig. 5 Design drawing of “2+6” burn cut smooth blasting

表 4 “1+6”直眼掏槽光面爆破参数

Table 4 “1+6” burn cut smooth blasting parameters

炮眼类别 Hole type	炮眼序号 Hole number	炮眼数目 Hole count	单眼装药卷数 Cartridges per hole	单眼装药量 Single-hole charge/kg	装药总量 Total charge/kg	延期时间 Delay time/ms
掏槽眼 Cut hole	1	1	9	2.7	2.7	0
空眼 Relief hole	—	6	0	0	0	—
掏槽辅助眼 Cut assist hole	8,9 10,11	2 2	9 9	2.7 2.7	5.4 5.4	150 250
主爆层辅助眼 Main blasting layer auxiliary hole	12-15 17,18,20,21 16,19	4 4 2	9 7 7	2.7 2.1 2.1	10.8 8.4 4.2	350 450 440
光爆层辅助眼 Perimeter trimmer assist hole	22-24,28-30 25-27	6 3	5 5	1.5 1.5	9 4.5	600 650
帮眼 Sidewall holes	37-39, 47-49	6	5	1.5	9	700
底眼 Baseboard hole	32-35, 31,36	6	7	2.1	12.6	800,900
顶眼 Top plate hole	40-46	7	4	1.2	8.4	900
合计 Total	/	49	/	/	80.4	/

表 5 “2+6”直眼掏槽光面爆破参数

Table 5 “2+6” burn cut smooth blasting parameters

炮眼类别 Hole type	炮眼序号 Hole number	炮眼数目 Hole count	单眼装药卷数 Cartridges per hole	单眼装药量 Single-hole charge/kg	装药总量 Total charge/kg	延期时间 Delay time/ms
掏槽眼 Cut hole	1,2	2	9	2.7	5.4	0
空眼 Relief hole	—	6	0	0	0	—
掏槽辅助眼 Cut assist hole	9,11 10,12	2 2	9 9	2.7 2.7	5.4 5.4	150 300
主爆层辅助眼 Main blasting layer auxiliary hole	13-16 18,20,22,24 17,19,21,23	4 4 4	8 6 6	2.4 1.8 1.8	9.6 7.2 7.2	400 500 550
光爆层辅助眼 Perimeter trimmer assist hole	25-27,33-35 28-32	6 5	5 5	1.5 1.5	9 7.5	600 650
帮眼 Sidewall holes	42-44,52-54	6	5	1.5	9	700
底眼 Baseboard hole	37-40,36,41	6	7	2.1	12.6	800,900
顶眼 Top plate hole	45-51	7	4	1.2	8.4	900
合计 Total	/	54	/	/	86.7	/

4.2 工业试验结果

为验证优化后掘进爆破方案的有效性,通过对相同埋深下Ⅲ、Ⅳ级围岩试验区段分别开展了多次验证性光面爆破工业试验,记录试验前炮孔布置现场情况如图 6(a)、图 7(a),爆破出渣后掘进工作面断面成形情况如图 6(b)、图 7(b),统计其中六组工艺优化后巷道掘进爆破试验结果如表 6 所示。整体

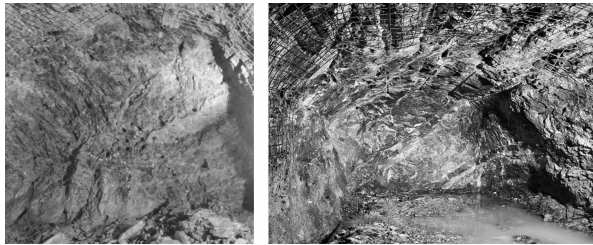
来看,爆破后巷道成形质量高,均未出现明显超、欠挖现象,且周边孔半眼痕率达到了 80%,爆堆块度适中且大块率低于 8%。

4.3 试验结果分析

工艺优化前后巷道掘进光面爆破试验结果对比情况如表 7 所示,相较优化前的掘进爆破效果测试结果,优化后的两种爆破方案在降低了炸药与雷管

单耗的同时,均达到了 2.7 m 以上的循环进尺效果,且爆堆无明显大块,生产作业效率得到极大提升,其中:Ⅲ级围岩“1+6”直眼掏槽光面爆破效果相较优化前循环进尺提升了 0.1 m,炮眼利用率提高了 3.9%,炸药单耗降低了 0.46 kg/m³,雷管单耗降低

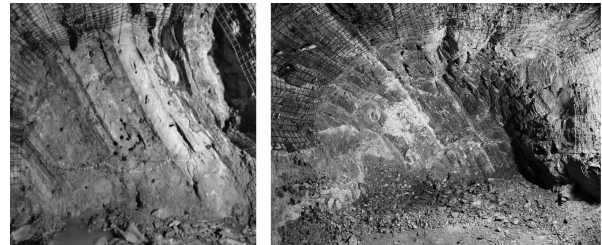
了 0.15 发/m³;Ⅳ级围岩“2+6”直眼掏槽光面爆破效果相较优化前循环进尺提升了 0.41 m,炮眼利用率提高了 14.7%,炸药单耗降低了 0.42 kg/m³,雷管单耗降低了 0.17 发/m³。



(a) 爆破前炮眼布设情况 (a) Layout of boreholes before blasting
(b) 爆破后作业面现场情况 (b) The on-site situation of the working face after blasting

图 6 Ⅲ级围岩“1+6”直眼掏槽光面爆破效果

Fig. 6 Smooth blasting effect of “1+6” burn cut in grade-Ⅲ surrounding rock



(a) 爆破前炮眼布设情况 (a) Layout of boreholes before blasting
(b) 爆破后作业面现场情况 (b) The on-site situation of the working face after blasting

图 7 Ⅳ级围岩“2+6”形掏槽光面爆破效果

Fig. 7 Smooth blasting effect of “2+6” burn cut in grade-Ⅳ surrounding rock

表 6 工艺优化后巷道掘进爆破试验结果

Table 6 Results of tunnel excavation blasting test after process optimization

围岩级别 Surrounding rock grade	掏槽形式 Cutting pattern	眼数 Hole count	炸药消耗量 Explosive consumption/kg	作业循环 Working cycle	循环进尺 Cyclic advance/m	炮眼利用率 Blast hole utilization rate/%	炸药单耗 Powder factor/ (kg · m ⁻³)	雷管单耗 Detonator used in unit volume/ (pcs · m ⁻³)
Ⅲ	“1+6”	43+6	80.4	一循环 Cycle 1	2.66	88.7	2.33	1.25
				二循环 Cycle 2	2.73	91.0	2.27	1.22
				三循环 Cycle 3	2.71	90.3	2.29	1.23
				循环平均 Cycle avg	2.70	90.0	2.30	1.23
Ⅳ	“2+6”	48+6	86.7	一循环 Cycle 1	2.77	92.3	2.42	1.34
				二循环 Cycle 2	2.84	94.7	2.36	1.31
				三循环 Cycle 3	2.83	94.3	2.37	1.31
				循环平均 Cycle avg	2.81	93.8	2.38	1.32

表 7 工艺优化前后巷道掘进爆破试验结果对比

Table 7 Comparison of roadway excavation and blasting test results before and after process optimization

围岩级别 Surrounding rock grade	优化前后 Before and after optimization	掏槽形式 Cutting pattern	眼数 Hole count	炸药消耗量 Explosive consumption/kg	循环进尺 Cyclic advance/m	炮眼利用率 Blasthole utilization rate/%	炸药单耗 Powder factor/ (kg · m ⁻³)	雷管单耗 Detonator used in unit volume/ (pcs · m ⁻³)
Ⅲ	优化前 Before	“2+6”	48+6	96.0	2.60	86.1	2.76	1.38
	优化后 After	“1+6”	43+6	80.4	2.70	90.0	2.30	1.23
	效率提升 Efficiency improvement	/	5	15.6	0.10	3.9	0.46	0.15
Ⅳ	优化前 Before	“1+4”	50+4	90.0	2.40	79.1	2.80	1.49
	优化后 After	“2+6”	48+6	86.7	2.81	93.8	2.38	1.32
	效率提升 Efficiency improvement	/	0	3.3	0.41	14.7	0.42	0.17

5 结论

1) 针对滇东北某矿采矿二厂超 1500 m 深部找探矿工程中高地应力耦合复杂地质条件导致的巷道掘进光面爆破效果不理想、循环进尺效率低下等工程难题,基于深部岩层矿岩可爆性与地应力测试结果对爆破工艺进行了整体优化,并系统性调整了现行爆破工艺,形成了差异化的围岩分级爆破技术方案:Ⅲ级围岩采用“1+6”掏槽结构替代原“2+6”掏槽结构,充分利用岩体完整优势并强化自由面效应;Ⅳ级围岩采用“2+6”复式掏槽结构替代原“1+4”单级掏槽结构,增大总装药量以增强掏槽爆破能量作用效果。

2) 工业试验结果验证了优化后掘进爆破方案的合理性,相较初始方案的掘进爆破效果,优化后方案循环进尺深度提升 0.1~0.41 m,半眼痕率提高至 80%,炸药单耗平均降低 16%,爆破大块率降低至 8%,实现了深部高应力环境下巷道掘进效率与成形质量的协同提升。

3) 研究表明:掘进爆破效果的改善并不局限于装药量、炮眼间距等单一参数调整,基于现场围岩条件、地应力状态等实际工况,通过构建“参数优化-工艺适配”技术体系,针对性地优化掏槽结构与爆破工艺,可有效提高爆破能量利用率,实现企业生产降本增效。

参考文献 (References)

- [1] 杜贝举,刘长友,吴锋锋,等. 深井高应力软弱围岩巷道变形机理及控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2020,37(6):1123-1132.
- [1] DU Bei-ju, LIU Chang-you, WU Feng-feng, et al. Deformation mechanism and control technology of roadway in deep mine with high stress and weak surrounding rock [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2020, 37(6):1123-1132. (in Chinese)
- [2] 孙立虎,王雁冰,王敏,等. 倒梯形巷道顶板全长锚索联合支护技术研究[J]. 金属矿山, 2024(6):14-22.
- [2] SUN Li-hu, WANG Yan-bing, WANG Min, et al. Research on combined support technology of full-length anchor cable in roof of inverted trapezoidal coal roadway[J]. Metal Mine, 2024(6):14-22. (in Chinese)
- [3] 戴俊,钱七虎. 高地应力条件下的巷道崩落爆破参数[J]. 爆炸与冲击, 2007(3):272-277.
- [3] DAI Jun, QIAN Qi-hu. Break blasting parameters for driving a roadway in rock with high residual stress[J]. Explosion and Shock Waves, 2007(3):272-277. (in Chinese)
- [4] ZHOU Jun-jie, GAO Shan, LUO Ping-kuang, et al. Optimization of blasting parameters considering both vibration reduction and profile control: a case study in a mountain hard rock tunnel[J]. Buildings, 2024, 14(5):1421.
- [5] 赵瑞,陶明,向恭梁,等. 爆破引起的深埋岩石隧道动态应力集中和破坏特征[J]. 中南大学学报(英文版), 2024, 31(7):2321-2340.
- [5] ZHAO Rui, TAO Ming, XIANG Gong-liang, et al. Blasting induced dynamic stress concentration and failure characteristics of deep-buried rock tunnel[J]. Journal of Central South University, 2024, 31(7):2321-2340. (in Chinese)
- [6] 李亮,陈嘉骏,赵炼恒,等. 基于统一强度理论的深埋隧道围岩爆破致裂范围评估[J]. 中南大学学报(英文版), 2024, 31(7):2341-2364.
- [6] LI Liang, CHEN Jia-jun, ZHAO Lian-heng, et al. Assessing the range of blasting-induced cracks in the surrounding rock of deeply buried tunnels based on the unified strength theory[J]. Journal of Central South University, 2024, 31(7):2341-2364. (in Chinese)
- [7] 李启月,徐敏,范作鹏,等. 直眼掏槽破岩过程模拟与空孔效应分析[J]. 爆破, 2011, 28(4):23-26.
- [7] LI Qi-yue, XU Min, FAN Zuo-peng, et al. Simulation of rock failure process in cutting by parallel hole and analysis on empty hole effect[J]. Blasting, 2011, 28(4):23-26. (in Chinese)
- [7] LI Qi-yue, XU Min, FAN Zuo-peng, et al. Simulation of rock failure process in cutting by parallel hole and analysis on empty hole effect[J]. Blasting, 2011, 28(4):23-26. (in Chinese)
- [8] 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, 153.
- [8] MENG Hai-li, SUN Peng-chang, XUE Li, et al. Study on stress concentration effect of large-diameter empty hole in burn cut blasting[J]. Blasting, 2023, 40(4):60-65, 153. (in Chinese)
- [9] 冀玉豪,李文杰,康兰方,等. 基于空孔效应的坚硬岩石涨裂破岩力学特性研究[J]. 爆破, 2023, 40(2):53-60.
- [9] JI Yu-hao, LI Wen-jie, KANG Lan-fang, et al. Research on mechanical characteristics of rigid rock spallation and fracturing rock based on empty hole effect[J]. Blasting, 2023, 40(2):53-60. (in Chinese)
- [10] 杨建华,孙文彬,姚池,等. 高地应力岩体多孔爆破破岩机制[J]. 爆炸与冲击, 2020, 40(7):118-127.
- [10] YANG Jian-hua, SUN Wen-bin, YAO Chi, et al. Mechanism of rock fragmentation by multi-hole blasting in highly-stressed rock masses[J]. Explosion and Shock Waves, 2020, 40(7):118-127. (in Chinese)
- [11] 丁晨曦,梁欣桐,杨仁树,等. 高地应力巷道掏槽爆破的应力演化与损伤破裂研究[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(7):79-88.
- [11] DING Chen-xi, LIANG Xin-tong, YANG Ren-shu, et al. Study on stress evolution and damage fracture of cut blasting in high in-situ stress roadway[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(7):79-88. (in Chinese)