

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2025.04.009

## 硬岩隧道深孔掏槽爆破数值模拟研究\*

南星<sup>1</sup>, 陈小磊<sup>2a</sup>, 张如波<sup>1</sup>, 龚敏<sup>2a</sup>, 张平化<sup>3</sup>, 吴晓东<sup>2b</sup>, 彭国庆<sup>3</sup>

(1. 泉州国储石油基地有限责任公司, 泉州 362000; 2. 北京科技大学 a. 资源与安全工程学院;  
b. 大安全科学研究院, 北京 100083; 3. 中化(舟山)兴海建设有限公司, 舟山 316000)

**摘要:** 在隧道爆破工程中, 爆破效率与炮孔利用率直接影响工程建设工期和经济效益。为提高硬岩隧道(岩石普氏系数超过 $f_{20}$ )爆破效率与炮孔利用率, 提出了一种带中心孔和分段装药的复式楔形掏槽深孔爆破方案。首先, 分析了该掏槽爆破方案的破岩机理与技术优势, 确定了该方案中影响循环进尺的2个关键参数: 复式掏槽垂直深度比与二阶掏槽孔内分段装药比; 随后, 在中国南方某硬岩隧道爆破工程现场开展小型爆破实验, 获取岩体损伤范围数据, 并利用 LS-DYNA 软件建立对应数值模型, 通过对比实测数据和模拟结果验证了模型参数的可靠性; 并针对每个关键参数, 分别设计3种不同取值方案构建计算模型, 系统比较了不同参数对爆破效果的影响, 据此确定了最优参数组合; 最后, 基于优化参数制定爆破方案进行现场爆破实验。研究结果表明: 在极硬岩条件下, 当一阶掏槽孔与二阶掏槽孔垂直深度比为0.6、二阶掏槽孔孔口段与孔底段装药量比例为4:6时, 设计进尺3.3 m对应的实际爆破进尺达3.07 m, 炮孔利用率达93.0%。

**关键词:** 硬岩隧道; 掏槽爆破; 复式楔形掏槽; 孔内分段; 中心孔爆破

中图分类号: TV554 文献标识码: A 文章编号: 1001-487X(2025)04-0079-10

## Numerical Simulation and Application of Deep-cut-hole Blasting Technique in Hard Rock Tunnels

NAN Xing<sup>1</sup>, CHEN Xiao-lei<sup>2a</sup>, ZHANG Ru-bo<sup>1</sup>, GONG Min<sup>2a</sup>,  
ZHANG Ping-hua<sup>3</sup>, WU Xiao-dong<sup>2b</sup>, PENG Guo-qing<sup>3</sup>

(1. Quanzhou State Reserve Petroleum Base Co., Ltd., Quanzhou 362000, China;  
2. a. School of Resources and Safety Engineering; b. Research Institute of Macro-Safety Science,  
University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China; 3. Sinochem(Zhoushan)  
Xinghai Construction Co., Ltd., Zhoushan 316000, China)

**Abstract:** In the tunnel blasting projects, the efficiency of blasting and the utilization rate of the boreholes have a direct impact on the construction duration and economic benefits. To optimize these parameters in hard rock tunnels (where the Protodyakonov coefficient of rock strength exceeds  $f_{20}$ ), a duplex wedge deep-hole blasting scheme, incorporating a central hole and segmented charges, is proposed. The efficacy of the proposed scheme has been validated through a combination of numerical simulation and field experiments. Initially, an analysis was conducted to eluci-

收稿日期 (Date of reception): 2025-06-27

网络首发日期 (Published online): 2025-07-21

作者简介: 南星 (1996-), 男, 山西运城人, 硕士、中级工程师, 从事地下储库工程建设与管理, (E-mail) nanxing@sinochem.com。

通信作者: 陈小磊 (1996-), 男, 湖北宜昌人, 博士研究生, 从事地下工程爆破理论与技术方面的研究, (E-mail) 17801052187@163.com。

基金项目: 国家自然科学基金青年基金项目 (52304204) 滨海储油洞室电子雷管精确延时爆破破岩机理研究

**About the author:** NAN Xing (1996-), male, born in Yuncheng city, Shanxi province, master's degree, middle engineer, engaged in construction and management of underground storage projects, (E-mail) nanxing@sinochem.com.

**Corresponding author:** CHEN Xiao-lei (1996-), male, born in Yichang city, Hubei province, Ph. D. candidate, engaged in underground engineering blasting theory and technology research, (E-mail) 17801052187@163.com.

**Fund Programs:** Youth fund of national natural science foundation projects (52304204) Study on rock breaking mechanism of precise delay blasting using electronic detonator in coastal oil storage cavern

date the rock fragmentation mechanism and the technical advantages associated with the blasting scheme. This analysis identified two critical parameters that determine the advance per round: the vertical depth ratio of the duplex cut holes and the dispersed charge ratio for secondary cut holes. Subsequently, a small-scale blasting experiment was conducted at a hard rock tunnel site in southern China to collect data on the extent of rock damage. Corresponding numerical models were formulated utilizing LS-DYNA finite element software. The reliability of the parameters was substantiated through a correlation analysis between the field measurements and the simulation results. Each key parameter was systematically assigned three distinct values. Using the depth of the blasting cavity as the evaluation criterion, corresponding computational models were established to systematically assess parametric influences on blasting performance, ultimately leading to the determination of optimal blast design parameters. Subsequently, an optimized blast design, based on the derived parameters, was implemented for field validation. The actual advance per round after blasting was measured, and the results indicate that, in the context of an extremely hard rock tunnel, employing a vertical depth ratio of 0.6 between the primary and secondary cut holes, coupled with a collar-to-bottom charge ratio of 4:6 for secondary holes, resulted in an actual advance of 3.07 m compared to the designed advance of 3.3 m. This achieved a drilling utilization rate of 93%.

**Key words:** hard rock tunnel; cutting blast; duplex wedge cut; segmentation in the hole; central holes

钻爆法作为地下隧道工程的主要施工方法,通常将开挖过程划分为多个爆破循环。提升单循环爆破进尺、减少爆破作业次数,对提升施工效率与降低工程成本至关重要。众多炮孔中,掏槽孔的爆破效果直接决定了单循环进尺<sup>[1]</sup>。采用深孔掏槽爆破技术是实现更大进尺的有效途径。然而,在坚硬岩体中,炮孔底部岩石的强烈夹制作用导致实际爆破进尺往往显著小于设计进尺。因此,亟需优化深孔掏槽爆破技术以提高硬岩环境下的爆破进尺。

目前,针对掏槽爆破技术已开展了广泛研究。在硬岩隧道爆破领域,复式楔形掏槽因其优良的爆破效果而被广泛采用<sup>[2]</sup>。相关研究深入探讨了掏槽炮孔间距与超深深度等参数对爆破效果的影响规律<sup>[3,4]</sup>。此外,在掏槽区域增设中心空孔可诱导应力集中<sup>[5,6]</sup>,有效提升掏槽炮孔利用率;而在中心孔底设置装药段,则能进一步改善岩石破碎效果<sup>[7]</sup>。随着电子雷管的推广应用,学者们开发了孔内分段爆破技术,研究证实该技术可显著提高爆破效率<sup>[8]</sup>。基于数值模拟方法,成功再现了岩石抛掷过程<sup>[9]</sup>,分析了爆破应力场的动态演化与破坏范围特征<sup>[10,11]</sup>,并系统比较了炮孔间距<sup>[12]</sup>、炮孔深度及分段比例等参数对爆破效果的影响<sup>[13,14]</sup>。

综合分析现有研究成果,掏槽爆破技术还存在以下两点不足:现有研究通常聚焦单一技术的优化改进,缺乏对多种可以提高炮孔利用率的爆破技术的组合应用;现有文献主要考察单一参数对爆破效果的独立影响,未充分考虑关键参数间的交互影响,致使确定的爆破参数组合难以实现爆破效果的最优化。

为解决上述问题,以中国南方某地下石油储备库水幕隧道爆破工程为背景,提出并应用了一种带

中心孔和分段装药的复式楔形掏槽深孔爆破方案。首先,分析了该方案的作用机理与核心优势;随后,采用数值模拟方法,系统探究了关键参数(复式掏槽垂直深度比、二阶掏槽装药结构)对爆破进尺的影响规律,据此确定了参数的最优组合;最终,通过现场工程实践验证了该方案的有效性。应用结果表明,该方案可显著提升爆破进尺与炮孔利用率,加快施工进度并提升工程经济效益。

## 1 深孔掏槽爆破方案

为提高掏槽爆破效率,对现有掏槽爆破方案进行优化改进提出了一种带中心孔和分段装药的复式楔形掏槽深孔爆破方案。其炮孔布置与装药结构如图1所示,包含三类炮孔:中心孔、一阶掏槽孔和二阶掏槽孔。其中,一阶掏槽孔深度较浅,采用底部集中连续装药结构;中心孔与二阶掏槽孔的垂直深度与设计进尺保持一致,采用孔口-孔底分散装药结构,中间通过炮泥隔离,并实施分段起爆。

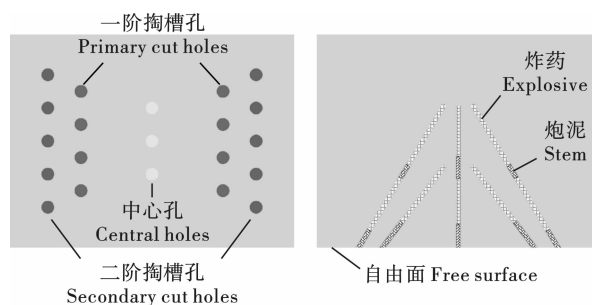


图1 深孔掏槽爆破方案

Fig. 1 Deep cut hole blasting scheme

该方案中倾斜掏槽孔与中心孔的孔底间距较小,可能导致钻孔连通。针对这一风险,可以通过优

化起爆顺序与中心孔装药结构予以控制: 确保中心孔孔口装药段底部与两个一阶掏槽孔孔底处于同一高程, 并采用三孔同步起爆; 设置二阶掏槽孔孔底装药段与中心孔孔底装药段同步起爆。该设计通过高程匹配与延时协同, 即使在显著钻孔偏差条件下, 仍可保障起爆序列的精确执行, 有效规避孔间贯通导致的能量无序释放。

该方案中炮孔的爆破顺序为(图 2): 首先起爆

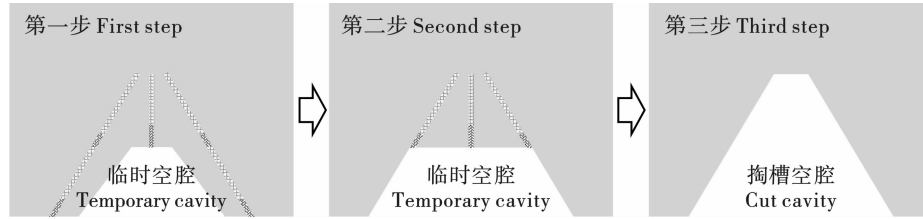


图 2 掏槽孔爆破顺序

Fig. 2 Sequence of cut holes

方案对常规掏槽爆破方案中的装药结构和爆破顺序进行优化以提高爆破进尺: ①调整中心孔和二阶掏槽孔的装药结构, 采用孔内分散装药方式, 将炸药分为孔口段和孔底段两部分; ②将掏槽孔分为三种起爆顺序, 整体上先起爆孔口段炸药, 再起爆孔底段炸药, 即先起爆中心孔孔口段和一阶掏槽孔, 再起爆二阶掏槽孔孔口段, 最后起爆中心孔和二阶掏槽孔的孔底段。这种改进可以使爆炸能量在孔底区域聚集, 同时降低孔底抵抗线, 削弱岩石夹制力, 提高炮孔利用率。

该方案中涉及两个关键参数: 一阶和二阶掏槽孔垂直深度比和二阶掏槽分段装药比。这两个参数会直接决定孔口爆破空腔的体积, 进而影响二阶掏槽孔底部的夹制作用和掏槽爆破效率。为确定最优爆破参数, 后续将对其开展系统性研究。

## 2 深孔掏槽爆破方案相关参数确定

### 2.1 工程概况介绍

以中国南方某地下石油储备库项目中的水幕隧道爆破工程为背景。项目地下结构包含储油洞室群、水幕隧道和交通隧道三大功能单元, 其主体结构深埋于微风化高强度完整岩体中。这一地质选址显著区别于常规交通隧道, 旨在通过高完整性围岩最大限度提升石油封存效率与地质安全保障系数。

水幕隧道断面尺寸为 7 m(宽) × 6 m(高), 主体位于微风化辉长岩层。该岩体具有高强度、低裂隙发育特征, 围岩分级为 I 级。现场岩样力学测试表明: 辉长岩最大单轴抗压强度达 236.2 MPa, 依据

一阶掏槽孔与中心孔孔口段, 形成初始爆破空腔; 然后起爆二阶掏槽孔孔口段, 扩大空腔体积; 最后起爆中心孔及二阶掏槽孔孔底段, 完成掏槽爆破全过程。这种阶梯式的爆破顺序可以精准控制爆炸能量释放位置与时机, 在槽腔内逐级生成动态自由面, 促使后续爆轰应力波持续反射叠加; 同时实现孔底能量密度的提升与岩石夹制作用的削弱, 最终显著提升爆破进尺。

《工程岩体分级标准》(GB/T 50218—2014) 属极硬岩范畴。爆破施工采用手持式凿岩机成孔, 炸药为 2# 岩石乳化炸药, 并采用数码电子雷管精确控制起爆。

### 2.2 数值模拟参数验证

鉴于 LS-DYNA 具备丰富的材料模型库与卓越的非线性动力学求解能力, 选用该软件模拟爆破荷载作用下岩体的动态响应和破坏行为。

岩石材料采用 RHT 模型, 其专为表征混凝土、岩石等脆性材料在高压、高应变率下的力学响应而开发, 尤其适用于爆破冲击荷载下的损伤演化机制模拟。微风化辉长岩的物理力学参数如表 1 所示。

采用半理论半经验方法计算爆破荷载, 并将其垂直施加在炮孔壁上, 其计算方法为<sup>[15]</sup>

$$p_1 = \frac{1}{2} \frac{\rho_0 D_0}{\gamma + 1} \left( \frac{r_c}{r_b} \right)^{2\gamma} \left( \frac{l_c}{l_b} \right)^\gamma n \quad (1)$$

$$p_1(t) = \begin{cases} p_1 \frac{t}{t_r}, & t \leq t_r \\ p_1 \frac{t_d - t}{t_d - t_r}, & t > t_r \end{cases} \quad (2)$$

式中:  $p_1$  为炮孔壁上峰值压力;  $\rho_0$  为炸药密度;  $D_0$  为炸药爆速;  $\gamma$  为等熵指数, 与炸药性质有关;  $r_c/r_b$  为径向不耦合系数,  $r_c$  为炸药半径,  $r_b$  为炮孔半径;  $l_c/l_b$  为轴向不耦合系数,  $l_c$  为装药长度,  $l_b$  为炮孔深度;  $n$  为冲击波压力放大系数;  $p_1(t)$  为炮孔壁上压力-时间历程;  $t$  为时间,  $t_r$  为荷载上升时间,  $t_d$  为荷载持续时间。详细的炸药参数如表 2 所示。

爆破荷载的上升时间和持续时间受多个因素影响。在隧道爆破中, 炸药的种类和性能相对固定, 根据已有研究文献[16], 爆破荷载的上升时间设置为 100  $\mu\text{s}$ , 持续时间为 600  $\mu\text{s}$ 。

表 1 辉长岩物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of gabbro

密度 Density/ ( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	剪切模量 Shear modulus/ GPa	泊松比 Poisson's ratio	抗压强度 Compressive strength/MPa	抗拉强度 Tensile strength/ MPa	粘聚力 Cohesion/ MPa	摩擦角 Friction angle
2708	20.7	0.21	210.6	10.9	8.5	55.6

表 2 爆破荷载计算相关参数

Table 2 Parameters related to blasting load calculation

密度 Density/ ( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	爆速 Detonation velocity/ ( $\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$ )	炸药直径 Explosive diameter/mm	炮孔直径 Borehole diameter/mm	放大系数 Amplification factor	等熵指数 Isentropic index
1200	3900	32	42	10	3

为验证关键参数可靠性,在现场实施了小型爆破试验(方案详见图3)。隧道断面布设4个矩形对称炮孔,参数如下:孔深2.0 m、单孔装药量1.2 kg、孔间距0.5 m、孔口间距3.0 m、孔底间距0.3 m。爆破后形成临时空腔,采用高频地质雷达测量空腔两侧岩体损伤范围,测试方案见图4,并与数值模拟结果对比验证参数准确性。该设备基于电磁波反射原理:当发射波在岩体传播时,遇电性差异界面(如裂隙区/完整岩体)产生反射信号,其强度与介质介电常数差异正相关。反射信号经接收天线转化为灰度图像:零反射区呈中性灰,强反射区呈黑色或白色,据此精确解析损伤深度。

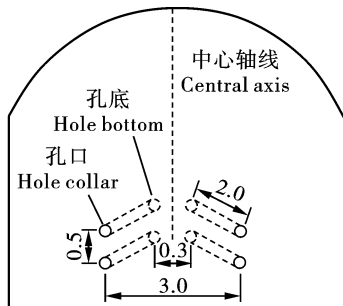


图 3 现场爆破实验方案(单位:m)

Fig. 3 On site blasting experiment scheme(unit:m)

探测采用900 MHz高频天线,其最大探测深度为1.0 m。为确保测量精度,现场测试时将最大探测深度设定为0.9 m。炮孔设计深度为2.0 m,但爆破后实际可测量深度约为1.5 m,测量结果见图5。结果显示,孔口区域损伤深度显著大于孔底区域。此现象主要源于两方面因素:其一,隧道施工采用多循环爆破方式,前爆破循环会对当前循环孔口附近岩体造成损伤,导致其强度降低;其二,孔口处为自由面,应力波反射产生的拉伸波加剧了破坏效应,而孔底岩石则因较强的夹制作用致使损伤程度较小。

爆破空腔左侧岩体损伤深度为0.28~0.44 m,右侧为0.32~0.45 m,整体损伤范围相对较小。

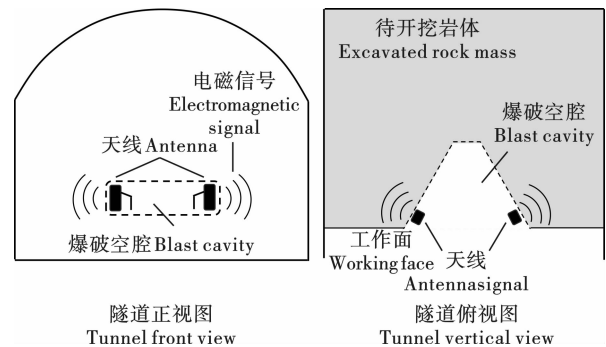


图 4 岩体损伤测量方案

Fig. 4 Rock mass damage measurement scheme

为验证相关参数准确性,依据现场实验方案构建了如图6所示的有限元模型。模型尺寸为5.6 m × 2.5 m × 4.8 m(长 × 宽 × 高),布置两个炮孔,其参数与现场实验保持一致。岩石力学参数参照表1设定。基于炸药参数及式(1)计算得到炮孔壁爆破荷载峰值为0.964 GPa。孔口所在平面设为自由面,其余边界均施加无反射边界条件,以消除应力波反射,模拟无限域岩体中的爆破过程。网格划分采用过渡策略,炮孔周围采用精细网格,模型边缘区域采用粗化网格。

将有限元模型导入LS-DYNA程序进行计算,获得的岩体损伤范围如图7所示。模拟得到的岩体损伤规律与现场实测结果基本吻合。依据相关研究<sup>[17]</sup>,将损伤因子 $D=0.3$ 设定为数值模拟中岩体损伤的阈值。现场实验与数值模拟的损伤范围统计结果对比如图8(a)所示。总体而言,实测数据与模拟结果较为接近,在孔口区域,两者存在较大的差异。现场两侧岩体力学性质存在微小差异,导致爆破后损伤范围不完全对称;数值模拟中,受计算误差

影响,左右两侧损伤范围亦存在较小差异。为定量评估模型准确性,将两组实测数据与模拟结果分别取平均值进行比较。图 8(b) 显示,实测值与模拟值

的最大误差为 18.8%,平均误差约为 9.8%。该误差水平表明两者吻合度良好,有效验证了有限元模型的准确性。

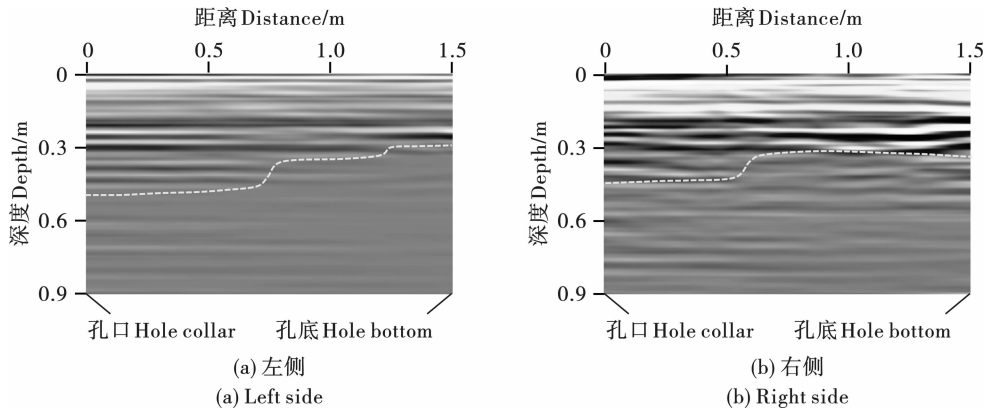


图 5 现场实测岩体损伤范围

Fig. 5 Field measurement of the extent of rock damage

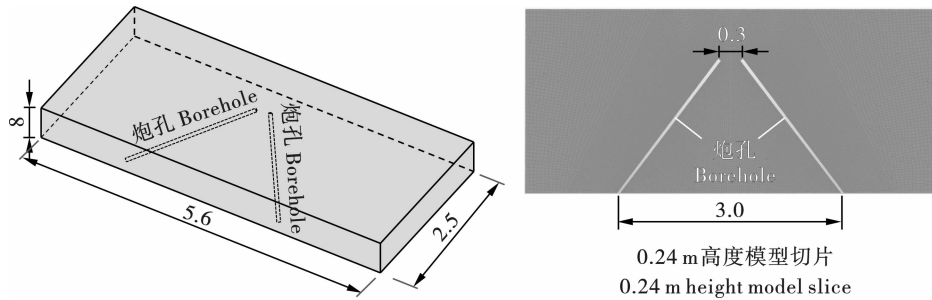


图 6 参数验证有限元模型(单位:m)

Fig. 6 Parameter validation finite element model(unit:m)

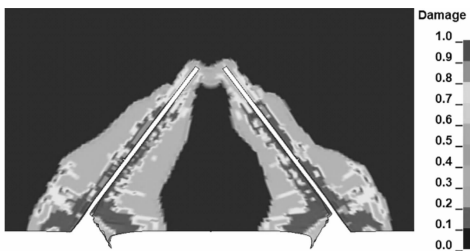


图 7 参数验证模型损伤云图

Fig. 7 Validation model damage cloud

### 2.3 复式掏槽垂直深度比

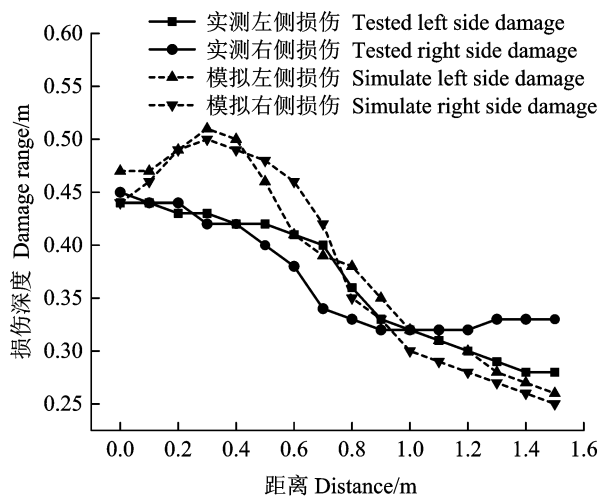
基于复式楔形掏槽的结构特征,建立了三种工况以确定一阶与二阶掏槽孔最优垂直深度比,如图 9 所示。三种工况中,一阶与二阶掏槽孔的垂直深度比分别设定为 0.5、0.6 和 0.7。二阶掏槽孔的垂直深度固定为 3.3 m,因此对应的一阶掏槽孔垂直深度分别为 1.65 m、1.98 m 和 2.31 m。根据掏槽角度换算,对应的炮孔实际深度分别为 2.18 m、2.43 m 和 2.71 m。所有工况中,一阶掏槽孔的装药系数均设定为 0.6。此外,中心孔采用孔内分段爆破技术,其孔口

段药柱底端与一阶掏槽孔底部保持在同一水平高度,并设定两者同时起爆。中心孔孔口段的装药长度设定为其药卷长度与孔口段堵塞长度之和的 0.6 倍。

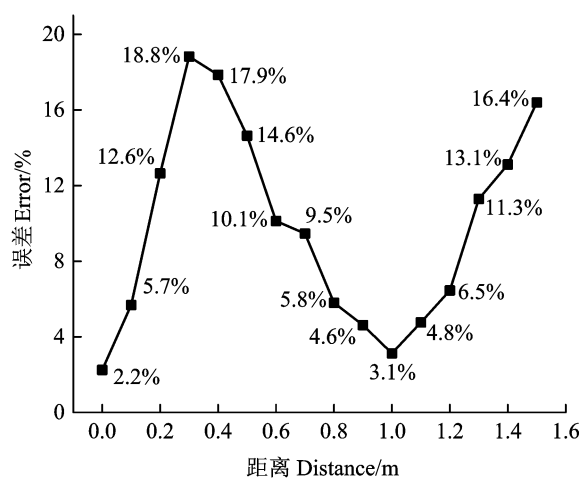
三种工况的计算结果如图 10 所示。相关研究表明<sup>[18]</sup>,当岩体损伤因子达到 0.6 时,岩石将发生严重破坏并抛出。据此,以损伤因子  $D = 0.6$  为阈值绘制爆破破坏区域图。两种掏槽孔不同垂直深度比的爆破效果为:深度比为 0.5 时,爆破区域岩体破坏程度较大,炮孔底部岩石基本破碎,残孔深度仅为 0.17 m,爆破空腔深度约为 1.52 m,炮孔利用率达 92.2%;深度比为 0.6 时,岩体破坏程度有所降低,残孔深度为 0.41 m,爆破空腔深度增至约 1.65 m,炮孔利用率为 83.1%;深度比为 0.7 时,岩体破坏程度进一步减小,残孔深度约为 0.74 m,爆破空腔深度约为 1.68 m,炮孔利用率降至 72.7%。分析可知:当深度比为 0.5 时,炮孔利用率最高,可考虑适当增大炮孔深度以扩大爆破空腔体积;当深度比为 0.6 时,炮孔利用率虽有所降低,但爆破空腔深度显著增大,有助于提升二阶掏槽孔的爆破效果;当深度

比达到0.7时,炮孔深度的增加未能显著增大爆破空腔深度,且因孔底夹制作用增强,炮孔利用率显著

下降。因此,一阶与二阶掏槽孔的最优垂直深度比为0.6。



(a) 损伤范围  
(a) Damage range



(b) 误差  
(b) Error

图8 现场实验结果与数值模拟数据对比

Fig. 8 Comparison of field experiment results with numerical simulation data

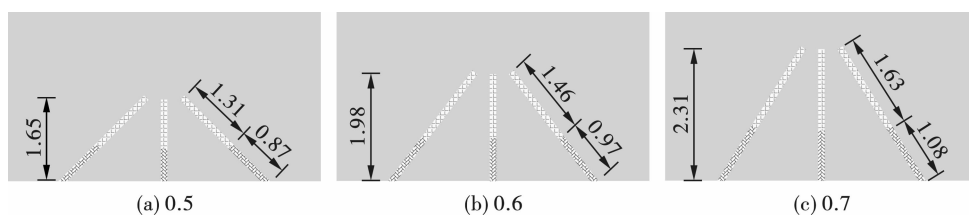


图9 三种复式掏槽垂直深度比(单位:m)

Fig. 9 Vertical depth ratios for three types of duplex wedge cut holes(unit:m)

## 2.4 二阶掏槽分段装药比

基于一阶掏槽孔深度,设定了二阶掏槽孔孔口段药量与孔底段药量三种装药比:4:6、5:5和6:4,如图11所示。上节确定了一阶掏槽孔与二阶掏槽孔的最优垂直深度比为0.6,其爆破后空腔的深度为1.65 m,因此模型中该区域岩体删除。在进尺为3.3 m的情况下,二阶掏槽孔的深度为3.8 m,单孔药量为3.0 kg,中间用30 cm炮泥堵塞,孔口用50 cm炮泥堵塞。同时,中心孔采用孔内分段爆破时,孔底部分深度为1.65 m,堵塞长度为35 cm,单孔药量1.3 kg。

三种药量比对应的岩体破坏情况如图12所示。三种药量比例爆破后,孔口段被爆岩体的破坏程度比孔底段更大。当孔口段与孔底段药量比例为4:6时,孔底部分残孔深度为0.17 m,炮孔利用率为95.5%,掏槽空腔的深度为3.15 m;当药量比例为5:5时,孔底部分残孔深度为0.48 m,炮孔利用率为87.3%,掏槽空腔的深度为2.88 m;当药量比例为6:4时,孔底部分残孔深度为0.68 m,炮孔利用率为

82.1%,掏槽空腔的深度为2.71 m。分析可知,在孔口段与孔底段药量比例为4:6时,爆破后空腔深度最大,掏槽孔的爆破效果最好。因此,二阶掏槽孔孔口段与孔底段最优药量比为4:6。

## 3 现场应用

基于上述研究确定的最优爆破参数,设计了图13所示的水幕隧道爆破方案。将掏槽区域分为上下两部分:下部掏槽区采用带中心孔和分散装药的复式楔形爆破方案;上部掏槽区采用常规复式楔形掏槽爆破方案,下部掏槽孔爆破完成后上部掏槽孔开始起爆。其中一阶掏槽孔深度为2.4 m,单孔装药量为1.5 kg,炸药集中在炮孔底部;中心孔深度为3.3 m,孔口段和孔底段装药量均为1.2 kg,中间用30 cm长炮泥堵塞;二阶掏槽孔深度为3.7 m,单孔装药量为3.0 kg,下部炮孔分为两段装药,孔口段装药量为1.2 kg,孔底段装药量为1.8 kg,中间用30 cm炮泥堵塞,上部炮孔药量集中在炮孔底部。下部掏槽区的中心孔和二阶掏槽孔为分散装药结

构, 其余掏槽孔为连续装药结构。辅助孔均为连续装药结构, 炸药集中在炮孔底部。周边孔采用光面

爆破技术, 孔内采用空气间隔装药结构。详细的爆破参数如表 3 所示。

表 3 现场隧道爆破参数  
Table 3 On site tunnel blasting parameters

段位 Delay number	起爆时间 Initiation time/ms	炮孔数量 Number of blast holes	单孔爆破药量 Single hole charge/kg	单段药量 Single delay charge/kg
1	0	3	1.2	12.6
		6	1.5	
2	30	8	1.2	9.6
3	55	3	1.2	18.0
		8	1.8	
4	75	6	1.5	9.0
5	95	8	3.0	24.8
6	130	12	2.4	28.8
7	170	12	2.1	28.8
		2	1.8	
8	210	12	2.1	34.2
		5	1.8	
9	250	8	1.8	14.4
10	300	14	0.9	12.6
11	350	18	0.9	16.2
12	400	9	2.4	21.6

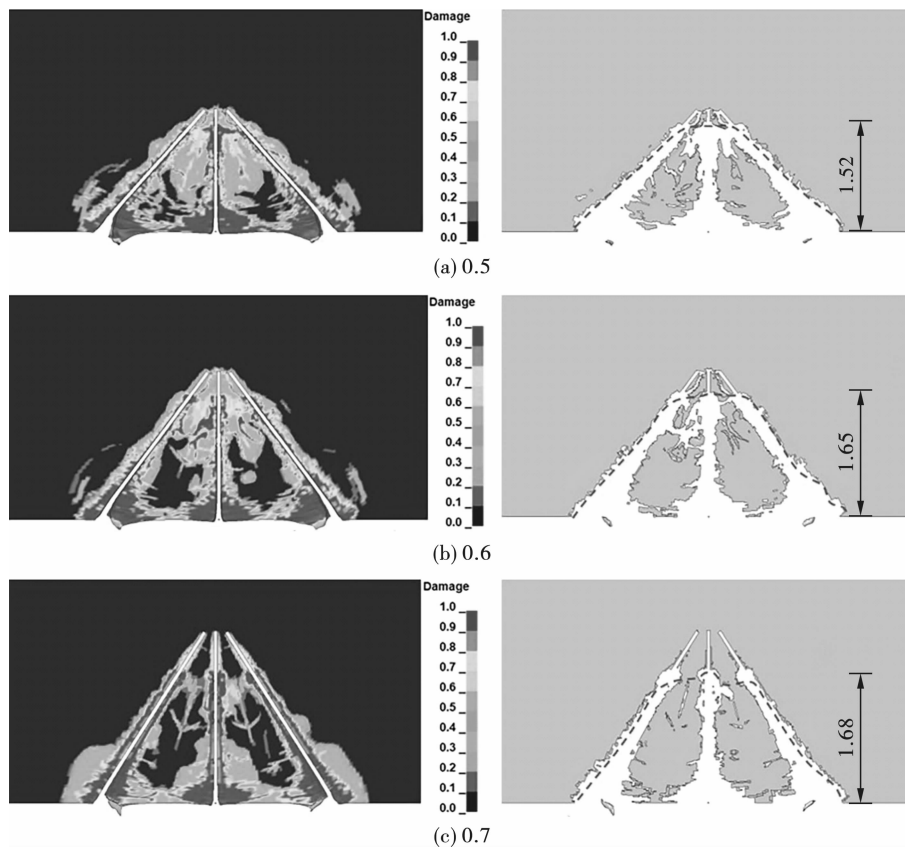


图 10 三种掏槽深度比损伤计算结果(单位:m)

Fig. 10 Damage results from three cut depth ratios(unit:m)

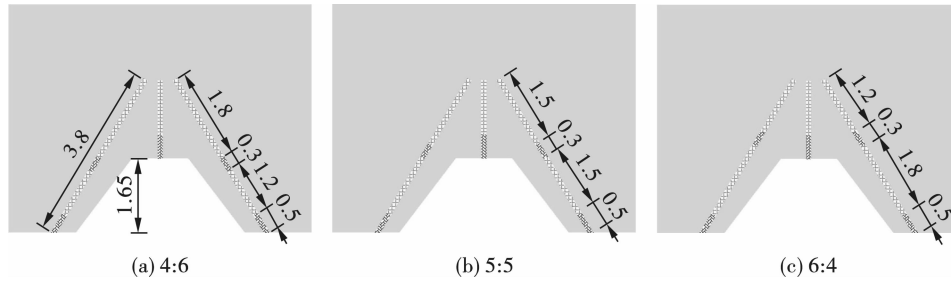


图 11 三种分段装药比(单位:m)

Fig. 11 Three segmented charging ratios(unit:m)

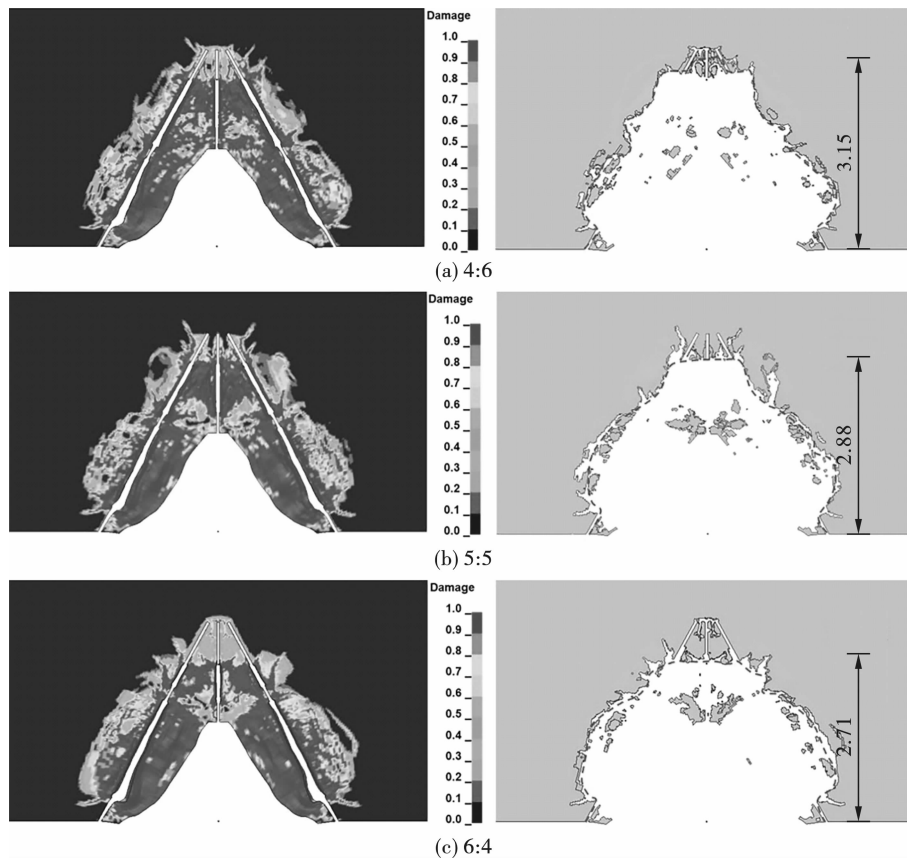


图 12 三种药量比损伤计算结果(单位:m)

Fig. 12 Computed damage results for three charge ratios(unit:m)

现场爆破实验结果如图 14 所示。采用该方案爆破后,大块率较低,隧道断面比较平整。现场测量显示,实际爆破进尺为 3.07 m,炮孔利用率达 93.0%,极大地提高了爆破效率。

#### 4 结论

本研究针对深孔掏槽爆破效率低、炮孔利用率不足的问题,提出了一种带中心孔和分段装药的复式楔形掏槽深孔爆破方案。采用数值模拟方法分析了关键参数对爆破效果的影响,得出以下核心结论:

1) 方案通过阶梯式起爆时序(一阶掏槽孔与中心孔孔口段→二阶掏槽孔孔口段→中心孔和二阶掏

槽孔孔底段)实现能量精准释放,在槽腔内逐级形成动态自由面,显著削弱孔底夹制作用,解决了极硬岩条件下爆炸能量利用率低的难题。

2) 数值结果表明,当一阶与二阶掏槽孔垂直深度比为 0.6 时,爆破空腔体积较好,炮孔利用率较高。继续增大一阶掏槽孔深度空腔体积变化较小,同时炮孔利用率显著降低。二阶掏槽孔孔口段与孔底段装药量为 4:6 时,孔底能量集中度最优,掏槽空腔深度提升至 3.15 m,炮孔利用率显著提高。

3) 在单轴抗压强度 236.2 MPa 的极硬辉长岩隧道中,采用优化参数实施方案,实测炮孔利用率达 93.0%,循环进尺提升至 3.07 m,证实方案可有效

克服硬岩夹制效应。

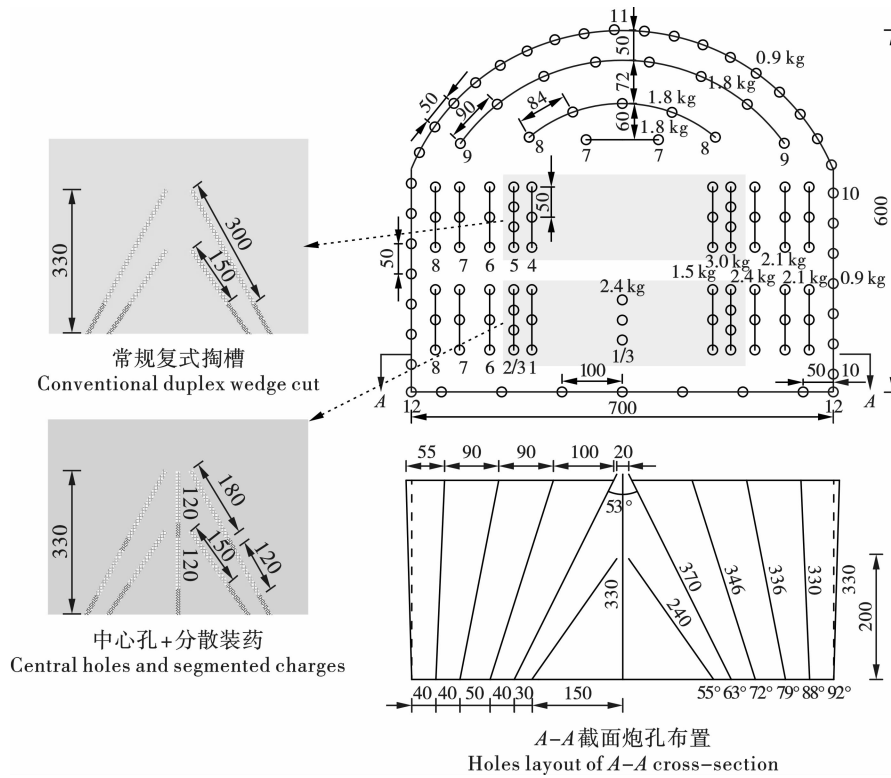


图 13 现场隧道爆破方案(单位:cm)

Fig. 13 Field tunnel blast plan( unit:cm)

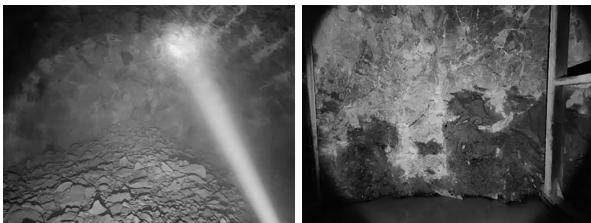


图 14 现场爆破情况

Fig. 14 Field blasting situation

参考文献 (References)

[1] 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.

[1] 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)

[2] 杨国梁, 姜琳琳, 杨仁树. 复式楔形深孔掏槽爆破研究[J]. 中国矿业大学学报, 2013, 42(5): 755-760.

[2] YANG Guo-liang, JIANG Lin-lin, YANG Ren-shu. Investigation of cut blasting with duplex wedge deep holes[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2013, 42(5): 755-760. (in Chinese)

[3] 陈士海, 魏海霞, 薛爱芝. 坚硬岩石巷道中深孔掏槽爆

破试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2007(S1): 3498-3502.

[3] CHEN Shi-hai, WEI Hai-xia, XUE Ai-zhi. Testing study on middle deep cut-hole blasting in hard rock tunnel[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007(S1): 3498-3502. (in Chinese)

[4] 王雁冰, 孔维文, 王国豪, 等. 深孔掏槽超深爆破破岩机制及最佳超深值研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(6): 1210-1218.

[4] WANG Yan-bing, KONG Wei-wen, WANG Guo-hao, et al. Mechanism of rock breaking by deep hole ultra-deep cut blasting and the optimum ultra-deep value determination[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(6): 1210-1218. (in Chinese)

[5] 陶子豪, 李祥龙, 胡启文, 等. 掏槽爆破成腔空孔效应数值模拟研究与分析[J]. 兵工学报, 2024, 45(12): 4246-4258.

[5] TAO Zi-hao, LI Xiang-long, HU Qi-wen, et al. Study and analysis on numerical simulation of empty hole effect induced by cutting blasting[J]. Acta Armamentarii, 2024, 45(12): 4246-4258. (in Chinese)

[6] 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(S2): 791-800.

- [6] ZHANG Zhao-ran, CHEN Hua-yi, JIAO Wei-gang, 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. (in Chinese)
- [7] ZHANG Hao, LI Ting-chun, DU Yi-teng, et al. Theoretical and numerical investigation of deep-hole cut blasting based on cavity cutting and fragment throwing[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2021, 111: 103854.
- [8] 单仁亮, 马军平, 赵 华, 等. 分层分段直眼掏槽在石灰岩井筒爆破中的应用研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2003(4): 636-640.
- [8] SHAN Ren-liang, MA Jun-ping, ZHAO Hua, et al. Application of staged burn-cut in shaft blasting in limestone[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003(4): 636-640. (in Chinese)
- [9] 李成孝, 杨仁树, 王雁冰, 等. 基于数值模拟的岩石巷道深孔分段装药掏槽爆破研究[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(9): 100-111.
- [9] LI Cheng-xiao, YANG Ren-shu, WANG Yan-bing, et al. Research on deep hole segmented charge cut blasting of rock roadway based on numerical simulation[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(9): 100-111. (in Chinese)
- [10] 何松林, 杨仁树, 丁晨曦, 等. 金属矿山硬岩巷道分阶段掏槽爆破数值模拟研究[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(S1): 37-46.
- [10] HE Song-lin, YANG Ren-shu, DING Chen-xi, et al. Numerical simulation and application of phased cut blasting in hard rock Roadway in metal mine[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(S1): 37-46. (in Chinese)
- [11] DING Chen-xi, YANG Ren-shu, ZHENG Chang-da, et al. Numerical analysis of deep hole multi-stage cut blasting of vertical shaft using a continuum-based discrete element method[J]. Arabian Journal of Geosciences, 2021, 14: 1086.
- [12] LI Cheng-xiao, YANG Ren-shu, WANG Yan-bing, et al. Theoretical and numerical simulation investigation of deep hole dispersed charge cut blasting[J]. International Journal of Coal Science & Technology, 2023, 10: 15.
- [13] LI Cheng-xiao, YANG Ren-shu, WANG Yan-bing, et al. Theory and numerical simulation of deep hole cut blasting based on dispersed charge and staged detonation[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2023, 169: 105453.
- [14] 王国豪, 王雁冰, 谢 平, 等. 基于数码电子雷管的岩巷中深孔-孔内分段爆破破岩机制及应用[J]. 工程科学学报, 2023, 45(11): 1820-1832.
- [14] WANG Guo-hao, WANG Yan-bing, XIE Ping, et al. Rock breaking mechanism and the application of medium-deep hole-in-hole segmented blasting in rock roadway using digital electronic detonators[J]. Chinese Journal of Engineering, 2023, 45(11): 1820-1832. (in Chinese)
- [15] JI Ling, ZHOU Chuan-bo, LU Shi-wei, et al. Modeling study of cumulative damage effects and safety criterion of surrounding rock under multiple full-face blasting of a large cross-section tunnel[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2021, 147: 104882.
- [16] LI Sheng-lin, LING Tian-long, LIU Dian-shu, et al. Determination of rock mass parameters for the RHT model based on the Hoek-Brown Criterion[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2023, 56: 2861-2877.
- [17] 宋肖龙, 高文学, 季金铭, 等. 基于 EEMD-HHT 变换的爆破损伤分析方法[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2021, 52(8): 2887-2896.
- [17] SONG Xiao-long, GAO Wen-xue, JI Jin-ming, et al. Blasting damage analysis method based on EEMD-HHT transform[J]. Journal of Central South University( Science and Technology), 2021, 52(8): 2887-2896. (in Chinese)
- [18] HUO Xiao-feng, SHI Xiu-zhi, QIU Xian-yang, et al. Rock damage control for large-diameter-hole lateral blasting excavation based on charge structure optimization[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2020, 106: 103569.

(上接第 69 页)

- [20] 王德玲, 张成俊, 徐海峰. 复杂环境下 PVC 管间隔装药爆破降低大块和爆破振动的应用实践[J]. 煤矿爆破, 2019, 37(6): 35-38.
- [20] WANG De-ling, ZHANG Cheng-jun, XU Hai-feng. Application practice of pvc pipe spacing charge blasting to reduce bulk and blasting vibration in complex environment[J]. Coal Mine Blasting, 2019, 37(6): 35-38. (in Chinese)
- [21] 范 勇, 吴 凡, 冷振东, 等. 径向不耦合装药爆压消峰作用及其对岩石破裂范围影响[J]. 兵工学报, 2024, 45(1): 131-143.
- [21] FAN Yong, WU Fan, LENG Zhen-dong, et al. Peak elimination effect of radial uncoupled charge on explosion pressure and its influence on rock fracture range[J]. ACTA ARMAMENTARII, 2024, 45(1): 131-145. (in Chinese)