

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2026.02.007

基于 SPH-FEM 的高瓦斯隧道掏槽孔延期时间优化^{*}

孙永¹, 姬中海¹, 田成林^{1,2}, 赵子龙¹, 王杰¹, 李中辉³, 王子龙³

(1. 山东科技大学 资源学院, 泰安 271019; 2. 山东科技大学 安全与环境工程学院, 青岛 266590;
3. 中铁十四局集团 第四工程有限公司, 济南 250000)

摘要: 目前在高瓦斯隧道中,起爆时间通常按照 0 ms、25 ms、50 ms、75 ms、100 ms 进行设置,但该延期段数少于炮孔排数,使得部分辅助孔共用一个起爆延期且掏槽孔延期时间不足,导致爆破效果难以达到预期。为此,引入了现场可自由设置起爆延期的煤矿许用数码电子雷管,利用理论分析求得了掏槽区岩体完全割出所需时间,并通过数值模拟对岩体运移规律进行了分析,确定了掏槽区最佳延期时间为 40 ms。研究表明:掏槽区岩体运移情况可分为裂隙扩展、体积增大、岩体抛出三阶段;根据掏槽区最佳延期时间,确定了各排炮孔之间的最佳起爆时间分别为 0 ms、40 ms、60 ms、80 ms、100 ms、120 ms。最后,在某高原瓦斯隧道开展了现场试验,爆破效果统计特征表明:当各排炮孔延期时间按照最佳起爆延期设置时,爆后半孔率在 90% 以上、线性平均超挖在 20 cm 以内,在保证爆破效果的同时满足施工要求,进一步验证了延期时间设置的合理性,为类似工程爆破提供了参考和借鉴。

关键词: 高瓦斯隧道;延期时间;数值模拟;岩体运移情况;理论模型

中图分类号: TD235.3 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2026)02-0071-11

Optimization of Delay Time of Cutting Hole in High Gas Tunnel based on SPH-FEM Coupled Simulation

SUN Yong¹, JI Zhong-hai¹, TIAN Cheng-lin^{1,2}, ZHAO Zi-long¹, WANG Jie¹, LI Zhong-hui³, WANG Zi-long³

(1. School of Resources, Shandong University of Science and Technology, Tai'an 271019, China;
2. College of Safety and Environmental Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China; 3. China Railway 14 Bureau Group Fourth Engineering Co., Ltd, Jinan 250000, China)

Abstract: Current initiation delay settings in high-gas tunnels typically follow fixed intervals (0 ms, 25 ms, 50 ms, 75 ms, and 100 ms), yet the limited number of delay segments (fewer than the blast hole rows) forces auxiliary holes to share delays. This configuration, combined with inadequate cut-hole delay durations, significantly compromises optimal blasting outcomes. To address this issue, a field-programmable digital electronic detonator was implemented. Theoretical analysis determined the complete rock mass fracturing duration in the cutting area to be 40 ms,

收稿日期 (Date of reception): 2025-07-16

网络首发日期 (Published online): 2026-06-15

作者简介: 孙永 (1971-) 男, 山东临朐, 教授, 主要从事隧道工程、爆破工程等方面的教学与科研工作, (E-mail) skd996768@sdust.edu.cn。

通信作者: 田成林 (1987-) 男, 山东泰安, 讲师, 主要从事煤岩动力灾害防治、隧道通风及瓦斯防治等方面的教学与科研工作, (E-mail) skdtcl@126.com。

基金项目: 山东省博士后创新项目 (SDCX-ZG-202400203); 青岛市博士后资助项目 (QDBSH20230202074); 煤矿灾害动力学与控制国家重点实验室开放基金资助项目 (2011DA105287-FW202203)

About the author: SUN Yong (1971-), male, born in Weifang city, Shandong province, mainly engaged in teaching and scientific research of tunnel engineering and blasting engineering, (E-mail) skd996768@sdust.edu.cn.

Corresponding author: TIAN Cheng-lin (1987-), male, born in Tai'an city, Shandong province, lecturer, mainly engaged in teaching and research work on coal and rock power disaster prevention, tunnel ventilation and gas prevention and control, (E-mail) skdtcl@126.com.

Fund Programs: Supported by the Shandong postdoctoral innovation project (SDCX-ZG-202400203); Qingdao Postdoctoral Project (QDBSH20230202074); The State Key Laboratory of Coal Mine Disaster Dynamics and Control (No. 2011DA105287-FW202203)

which was further validated through numerical simulation of rock mass displacement dynamics, establishing this as the optimal delay interval. The study reveals that rock mass displacement in the cutting area progresses through three distinct phases: fracture propagation, volumetric expansion, and rock material ejection. Based on the optimal cutting area delay time, the ideal initiation sequence for blast hole rows was established as 0 ms, 40 ms, 60 ms, 80 ms, 100 ms, and 120 ms, with subsequent field validation conducted in a high-altitude gas tunnel. Statistical analysis of blasting performance demonstrates that implementing the optimized delay sequence (0 ms, 40 ms, 60 ms, 80 ms, 100 ms, and 120 ms) achieves over 90% half-hole preservation and controls linear overbreak within 20 cm, satisfying construction specifications while validating the delay configuration's efficacy, with direct applicability to analogous tunnel blasting operations.

Key words: high gas tunnel; delay time; numerical simulation; migration of rock mass; theoretical model

目前,在山岭隧道建设过程中,钻爆法作为主要开挖手段,其爆破效果对开挖质量具有重大影响,而在爆破开挖过程中,掏槽区的爆破效果直接决定了隧道的掘进速度^[1-3],特别是在高瓦斯隧道爆破施工中,由于其环境的特殊性,需要对起爆延期进行严格控制^[4-6]。而煤矿许用普通电子雷管只能设置固定延期,导致爆破存在岩石抛掷困难、大块率高、循环进尺受限等问题^[7]。

针对掏槽孔最佳起爆延期设置的问题,大量专家学者进行了深入的研究。吴国宾等建立了掏槽区岩块抛掷过程理论模型^[8],并基于该模型求得了现场掏槽孔最佳起爆延期,最后利用数值模拟的手段验证了模型的可行性;胡宇等为研究掏槽区岩石运动规律^[9],提出了隧道楔形掏槽爆破精确延时技术,通过理论分析得到了现场掏槽孔最佳延期时间,取得了较好的爆破效果;刘浩杉等通过数值模拟的手段^[10],分析了掏槽孔延期时间对掏槽区域破碎效果的影响,表明了掏槽区岩石破碎程度与延期时间的关系;康宏垚等针对掏槽区爆破效果较差的问题^[11],提出了一种楔形掏槽分段延时爆破技术,在减小爆破振动的同时,保证了掏槽区的爆破效果。现有的研究成果揭示了掏槽区岩石的运动规律,表明了掏槽区最佳延期设置,但在瓦斯隧道中,现有的煤矿许用普通电子雷管无法对延期时间进行更改,因此需要寻求新型起爆器材。

而数码电子雷管作为新型起爆器材,解决了煤矿许用普通电子雷管在延时设置、网路化控制等方面的问题,因此其在隧道爆破中的应用越来越广泛。杨仁树等基于数码电子雷管提出了孔内分段掏槽爆破技术^[12],解决了传统的电雷管在延期时间方面的不足;王国豪等利用数码电子雷管^[13],对原有起爆网路进行优化,解决了掏槽爆破中破碎岩石难以抛掷、单循环进尺小、大块率高等问题;王雁冰等针对掏槽爆破效果不理想的问题^[14],将数码电子雷管应用到了井下岩巷掘进中,通过增加爆破段别提升了巷道成型质

量;周文斌等利用数码电子雷管^[15],从现场试验的角度表明了合理的延期设置对爆破效果的影响。

现有的研究表明了新型数码电子雷管在延期设置方面的优越性,但目前在高瓦斯隧道中,起爆器材仍以煤矿许用普通电子雷管为主,而对新型数码电子雷管的研究相对较少,无法为现场施工提供有效指导。本文通过采用数值模拟的方式,对高瓦斯隧道中炭质页岩的运移规律进行了研究,明确了现场掏槽孔及其余炮孔的最佳延期时间,最后通过现场试验,进一步验证了数值模拟结果的准确性,为类似工况提供了参考方案。

1 工程背景

1.1 工程概况

某高原瓦斯隧道位于比如油气盆地并赋煤,该地层为比如盆地主要生烃层之一,其中 DK989 + 270 ~ DK992 + 560、DyK989 + 313 ~ DyK992 + 66 段通过砂岩、页岩、炭质页岩等有煤层岩体,具体地质剖面图见图 1。并且,该隧道除受浅层天然气影响外,还受煤层气影响,根据煤层参数绝对瓦斯涌出量计算结果可知,绝对瓦斯涌出量 $Q = 1.83 \text{ m}^3/\text{min}$,无论是煤样的新鲜程度还是煤层所处环境压力均与隧道围岩存在一定差距,隧道施工期间围岩绝对瓦斯涌出量可能大于煤样计算结果。因此,综合评价该隧道为高瓦斯隧道,且整体围岩稳定性较差,具体围岩情况见图 1。

1.2 爆破原参数设计

隧道采用全断面法进行施工,掏槽孔采用楔形掏槽,开挖面积为 71.09 m^2 ,循环进尺为 3.5 m,周边孔孔深 3.5 m,掏槽孔孔深 3.8 m,孔径 45 mm,周边孔间距 0.5 m,光爆层厚度 0.6 m,炸药采用 2#岩石乳化炸药、直径为 32 mm,除周边孔采用间隔装药结构以外,其余炮孔均为连续装药结构,受隧道开挖尺寸及三臂凿岩台车影响,掏槽孔角度为 69° ,在采用五排炮孔布置时,由于孔底间距过大导致进尺难

以保证,因此通常采用六排炮孔进行布置,炮孔布置图及起爆顺序如图 2(a)所示。从图 2(b)中可以看到,由于煤矿许用普通电子雷管在延期设置方面的

不足,起爆时间一般按照 0 ms、25 ms、50 ms、75 ms、100 ms 进行设置,导致部分辅助孔采用同一起爆延期且掏槽孔延期时间不足。

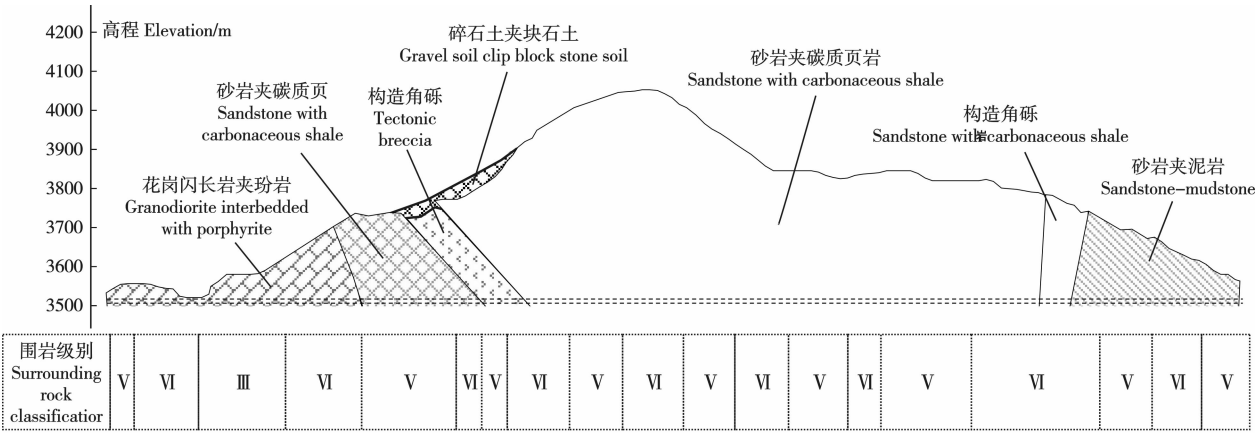


图 1 地质剖面图
Fig. 1 The geological profile

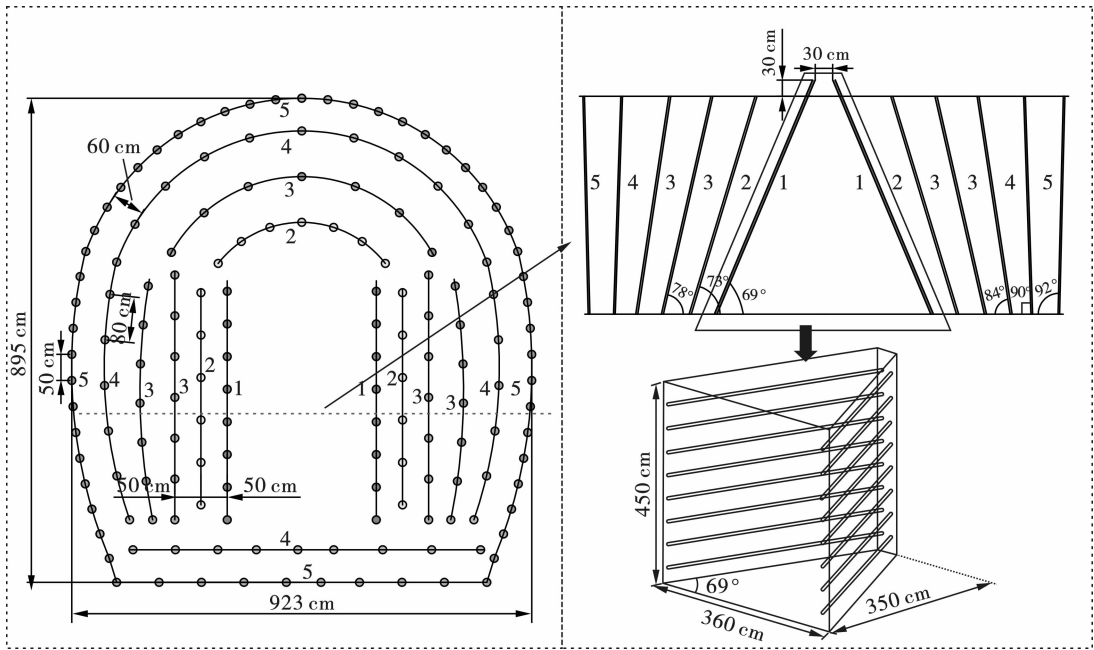


图 2 爆破参数设计(单位:cm)
Fig. 2 Design of blasting parameters(unit:cm)

2 楔形掏槽岩体抛出规律理论分析

2.1 岩体抛出时间理论模型

随着掏槽孔炸药的起爆,掏槽区待爆碎岩体主要通过爆破应力波与爆生气体的双重作用实现岩体破碎与抛出^[16-18]。岩体抛出过程分为三个阶段:岩体裂隙扩展阶段、岩体体积增大阶段、岩体抛出阶段。

2.2 岩体抛出时间理论分析

按照上述理论模型,对岩体抛出时间进行理论

分析^[19-21]：
1)岩体裂隙扩展阶段,在这个阶段中岩体在爆破应力波的作用下形成贯通裂缝,所需时间可按照下述公式(1)进行计算

$$t_1 = \frac{d_e}{d_p} + \frac{K_C^2}{\pi \sigma^2 \varepsilon_m} \tag{1}$$

式中: d_e 为掏槽孔孔底间距; c_p 为岩体纵波速度; K_C 为岩石断裂韧性; σ_i 为岩石抗拉强度; ε_m 为临界应变率。
2)岩体体积增大阶段,在这个过程中爆生气体

推动待爆碎岩体加速运移,所需时间可按照下述公式(2)进行计算

$$t_2 = p_g(t)A - \mu mg \cos \alpha - c \frac{d_s}{d_t} \quad (2)$$

$$p_g(t) = p_0 \left(\frac{V_0}{V_0 + A_f v_m t} \right) \quad (3)$$

$$p_0 = \frac{\rho_c D^2}{4(\gamma + 1)} \quad (4)$$

式中: m 为抛出岩体质量; A 为承压面积; μ 为摩擦系数; c 为粘性阻尼系数; P_0 为初始压力; V_0 为初始气体体积; A_f 为裂隙等效面积; v_m 为气体膨胀速度。

3)岩体抛出阶段,此时破碎岩体在爆破应力波与爆生气体的双重作用下,速度达到最大值,碎石脱离整体岩体后做抛射运动,所需时间可按照下述公式(5)进行计算

$$t_3 = \frac{\sqrt{v_0^2 \sin^2 \beta + 2gs_2 \cos \alpha} - v_0 \sin \beta}{g} \quad (5)$$

式中: v_0 为初始抛出速度; β 为抛射角度,基本与掏槽角 α 相同; S_2 为抵抗线大小。

2.3 爆破槽腔形成时间

按照损伤上述理论中公式(1)~(5)可知,岩块运移情况与炸药性能、爆破参数、岩石特性等条件密切相关,在掏槽区岩体抛出时间计算中,以2号岩石乳化炸药、掏槽孔堵塞长度0.5 m、掏槽孔角 69° 、炭质页岩为例,通过求解软件计算可得到掏槽区岩体完全抛出时间 $T = t_1 + t_2 + t_3 \approx 70$ ms。

3 掏槽区数值模拟

在上述理论分析中明确了现场掏槽区槽腔形成时间,但该时间为掏槽区岩体完全抛出时间,而现场进行掏槽孔延期设置时,只需要掏槽区形成的空腔能够为后续爆破提供足够临空面即可,后续岩体的运移情况对爆破效果影响较小。因此还需要通过数值模拟的手段,分析掏槽区岩体的运移规律,进一步

确定掏槽区最佳延期。

在数值模拟的过程中需要提出以下假设:(1)岩体在抛掷过程中无二次破碎;(2)岩体性质相对统一,无节理发育等因素的影响。

3.1 模型建立

以掏槽区为研究对象,建立一个 $5.0 \text{ m} \times 6.0 \text{ m} \times 4.0 \text{ m}$ 的三维模型,包括炮孔、堵塞、岩石 SPH 粒子与岩石 FEM 有限元网格。在进行 SPH 粒子处理时,炸药与堵塞采用单元中心的方式生成,待爆碎岩体采用单元共节点的方式生成,其余部分采用 FEM 有限元网格,为确保掏槽孔岩体有足够的运移时间,所建模型在 g-cm- μs 单位制下,设置总运行时间为 50 ms,为减少计算时间,固定总输出文件数为 250 个,其中每 200 μs 为一个输出文件。掏槽孔对称布置角度为 69° 、上下两排间距为 0.6 m、孔径为 45 mm,所选炸药直径为 32 mm,不耦合装药系数为 1.4,受现场高瓦斯环境影响,起爆方式采用正向起爆。现场掏槽孔装药结构及模型示意图如图 3 所示,为消除边界处反射波对岩体结构的影响,除了掘进面外其余边界均采用无反射边界^[22]。

3.2 本构模型及参数

(1) 岩石参数

岩石材料本构模型选用 HJC 模型,该模型能够有效描述岩石在爆破应力波与爆生气体耦合作用下,从裂纹发展到破碎的动态损伤累积全过程^[23]。其损伤变量 D 由塑性应变 $\Delta\varepsilon_p$ 与塑性体积应变 $\Delta\mu_p$ 共同控制^[24]

$$\begin{cases} D = \sum \frac{\Delta\varepsilon_p + \Delta\mu_p}{\varepsilon_p^f + \mu_p^f} \\ \varepsilon_p^f + \mu_p^f = D_1(P + T)^{D_2} \geq EF_{\min} \end{cases} \quad (6)$$

式中: $\varepsilon_p^f + \mu_p^f$ 为塑性应变值; T 为最大标准化抗拉强度; D_1 、 D_2 为损伤因子; $EF_{\min}$ 为最小塑性应变。岩石材料选用关键字 MAT_JOHNSON_HOLMQUIST_CONCRETE 进行设置,根据参考文献[25]及现场验证,围岩参数见表 1。

表 1 岩石参数

Table 1 The rock parameter

密度 Density $\rho/(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	剪切模量 Shear modulus G/GPa	抗拉强度 Tensile strength f_t/MPa	抗压强度 Compressive strength f_c/MPa	归一化内聚力 Normalized cohesion A/MPa	压力硬化系数 Pressure hardening coefficient B/MPa	压力硬化指数 Pressure hardening index N
2650	12	6	60	1.0	1.8	0.7
初始体积模量 Initial bulk modulus K_1/GPa	高压体积模量系数 High pressure bulk modulus coefficient K_2/GPa	超高压体积模量系数 Ultra-high pressure bulk modulus coefficient K_3/GPa	损伤常数(拉伸) Damage constant (tensile) D_1	损伤常数(压缩) Damage constant (compression) D_2	压实起始压力 Initial compaction pressure P_1/GPa	
12	110	500	0.06	1.2	0.1	

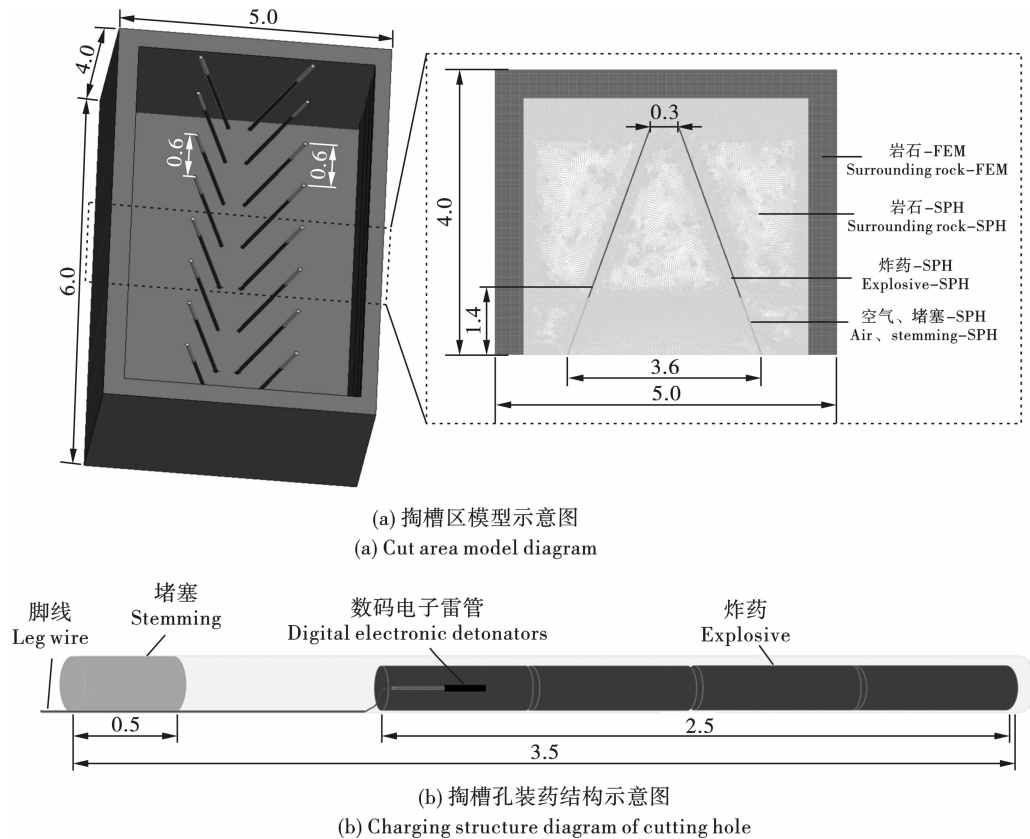


图 3 模型示意图(单位:m)
Fig. 3 Model diagram(unit:m)

(2) 炸药参数

采用 2#岩石乳化炸药,材料模型选用 MAT_HIGH_EXPLOSIVE_NURN,该材料模型需与 JWL 状态方程联用^[26],JWL 方程为

$$P = A \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V} \right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V} \right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V} \quad (7)$$

式中: P 为压力; V 为初始相对体积(P 无量纲

量); E_0 为初始比内能;根据参考文献[27,28]及现场验证, $A = 214.4 \text{ GPa}$ 、 $B = 0.182 \text{ GPa}$ 、 $R_1 = 4.2$ 、 $R_2 = 0.9$ 、 $\omega = 0.15$,所选炸药材料参数以现场所提供的炸药为参考,具体参数见表 2。

(3) 堵塞参数

堵塞选择土壤模型 MAT_SOIL_AND_FOAM 来表示,据参考文献[29]及现场验证,所选堵塞计算参数如表 3 所示。

表 2 炸药参数
Table 2 Explosive parameters

密度 Density ρ / ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	爆速 Detonation velocity $D/(\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	爆压 Detonation pressure P_g/GPa	初始相对体积 Initial relative volume V	初始比内能 Initial specific internal energy E_0/GPa
1240	3200	7.4	1.0	4.192

表 3 堵塞参数
Table 3 Stemming parameters

密度 Density ρ / ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	剪切模量 Shear modulus G/GPa	体积模量 Bulk modulus B/GPa	屈服函数常数 Yield function constant A_0	体积应变值 Volumetric strain value			相对应的压力 Corresponding pressure		
				EPS_2	EPS_3	EPS_4	P_2/GPa	P_3/GPa	P_4/GPa
1800	0.02	0.035	0.161	0.05	0.09	0.11	34	45	66

(4) 空气参数

空气数值分析中基于材料来实现,同时基于 LINEAR_POLYNOMIAL 描述空气作用^[30]

$$P = C_0 + C_1\mu + C_2\mu^2 + C_3\mu^3 + (C_4 + C_5\mu + C_6\mu^2)E \quad (8)$$

式中: $C_0 \sim C_6$ 为方程参数; E_0 为空气初始比内能; μ 为体积比。

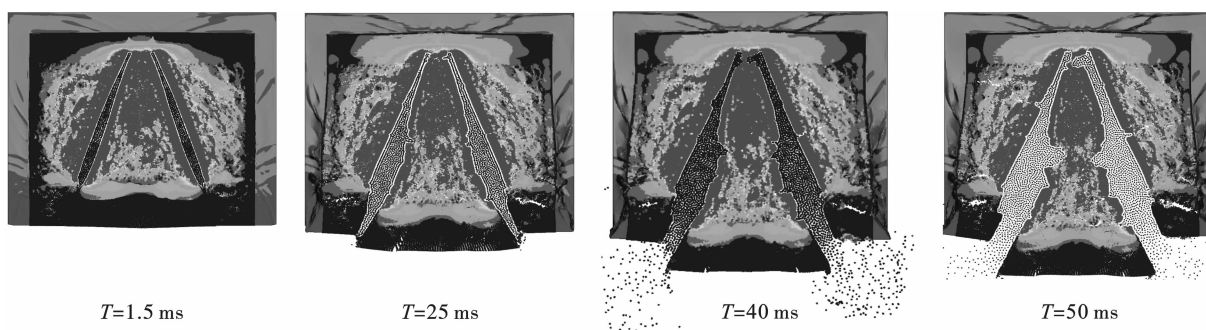


图 4 掏槽区损伤演化过程

Fig. 4 Damage evolution process of cutting area

从掏槽区待爆碎岩体的运移情况可以发现,随着炸药的起爆,爆炸冲击波首先作用于炮孔周围的岩石区域,使得炮孔周围岩石发生破碎,在 $T = 1.5 \text{ ms}$ 时,炸药完全起爆,此时待爆碎岩体仍然位于掏槽区槽腔内未发生移动;随后爆破应力波在自由面处发生反射与叠加,加大了对岩石的破碎程度及裂纹的发展,在 $T = 25 \text{ ms}$ 时,受爆生气体的作用,待爆碎岩体开始向外移动,在掌子面处产生碎石状的鼓包,此时,虽然部分掏槽区岩体能够抛出,但待爆碎岩体向外移动时间较短,部分岩体仍处于炮孔底部,临空面形成情况较差;在 $T = 35 \text{ ms}$ 时,随着爆破裂纹的延伸,爆生气体沿裂纹的发展方向进一步推动待爆碎岩体移动;在 $T = 40 \text{ ms}$ 时,待爆碎岩体

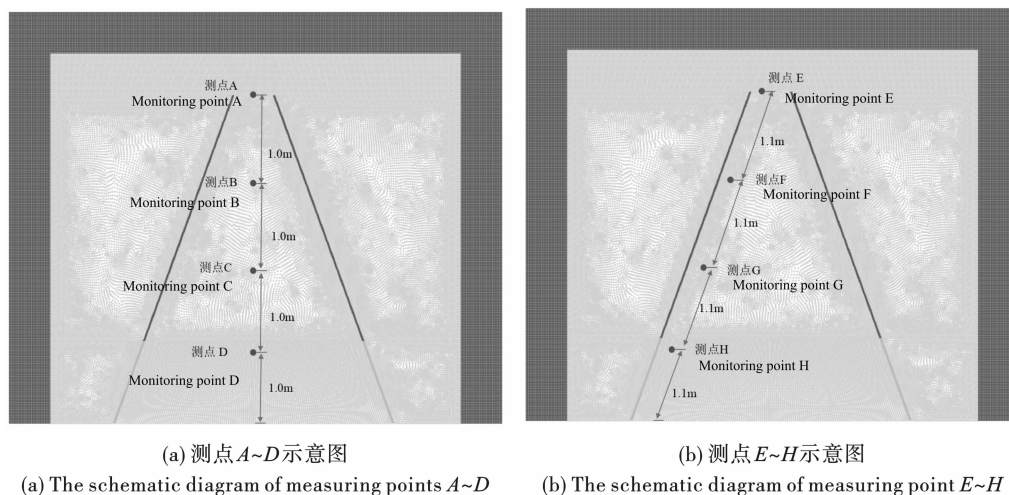
3.3 爆破效果分析

基于上述模型与材料参数,采用 LS-DYNA 进行求解计算,从岩体内部的角度对岩体的运移情况进行深入分析。为了更加清楚地观察掏槽区待爆碎岩体的运移情况,在后处理软件中对 SPH-FEM 模型进行切割处理,如图 3(a) 所示,并对掏槽岩体损伤历程进行提取,见图 4 所示。

整体向外抛出约 $1/3$ 的体积,此时所形成的空腔能够满足后续爆破所需临空面。

通过上述分析可以得出:在原本 25 ms 的延期设置下,掏槽区空腔形成效果较差,无法为下一段爆破提供所需临空面。因此需要进一步分析掏槽区岩体运移规律,确定掏槽区最佳延期时间。

为深入分析待爆碎岩体的运动情况,在掌子面中心位置处沿垂直进深方向上选测点 A ~ D 进行分析,见图 5(a) 所示;同时为了解掏槽区空腔形成情况,沿炮孔进深方向选测点 E ~ H 进行分析,见图 5(b) 所示。对测点 A ~ D、E ~ H 处粒子进行跟踪,提取其位移、速度时程曲线进行分析,见图 6 所示。



(a) 测点 A~D 示意图

(a) The schematic diagram of measuring points A~D

(b) 测点 E~H 示意图

(b) The schematic diagram of measuring point E~H

图 5 测点位置示意图(单位:m)

Fig. 5 Position diagram of measuring point(unit:m)

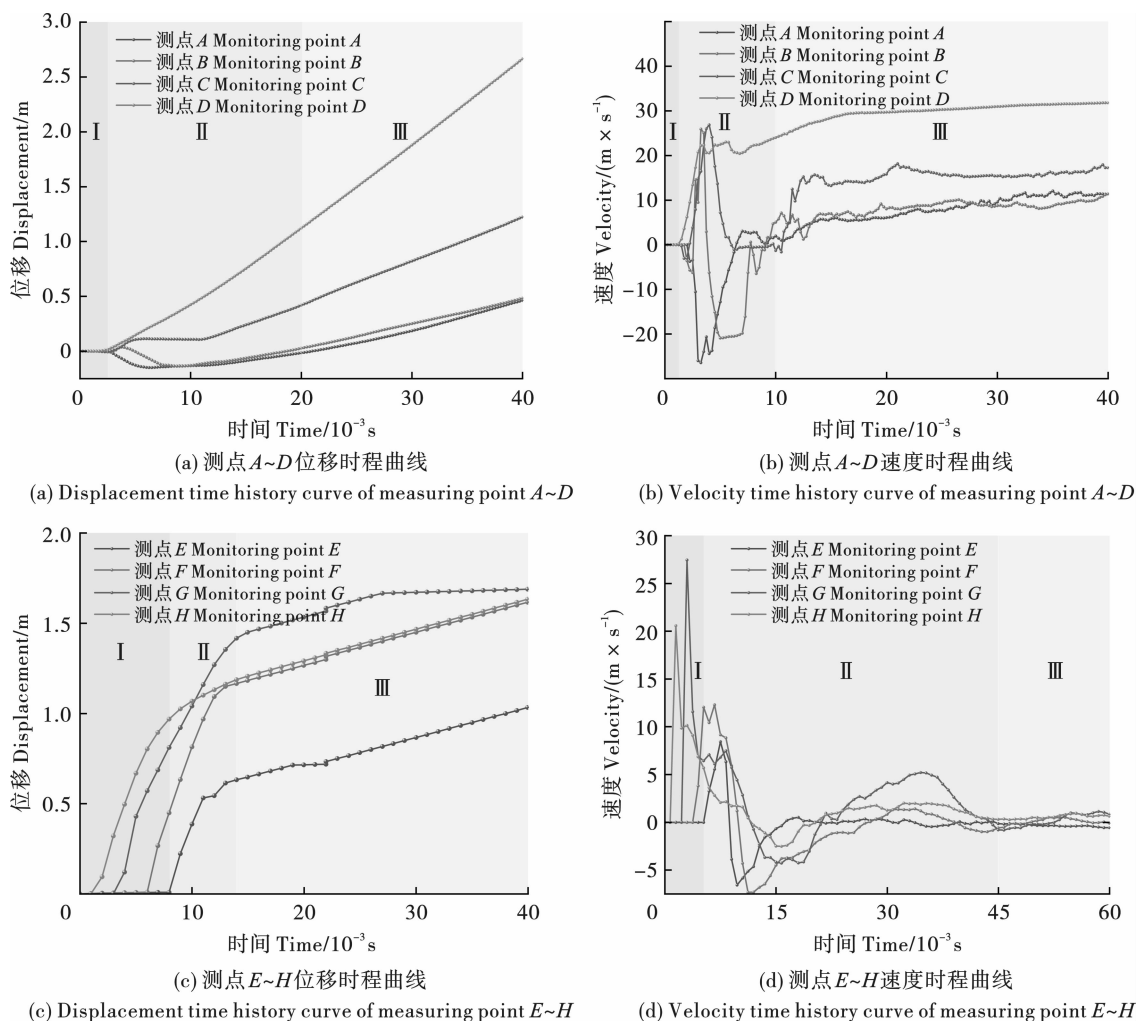


图6 各测点运动时程曲线

Fig. 6 Motion time history curve of each measuring point

从图6(a)、(b)中可以发现,在爆破应力波与爆生气体的综合作用下,掏槽区岩体运移情况可分为三个阶段:第一阶段为裂隙扩展阶段,在这个过程中炸药能量主要作用在炮孔周围使岩体发生破碎,此时测点A~D处粒子位移及速度基本为0,待爆碎岩体未发生移动;第二阶段为掏槽区岩体体积增大阶段,受起爆方式的影响,在这个过程中,测点A、B处粒子向孔底方向发生一定位移,而测点C、D处粒子,在爆生气体的推动下开始向外侧移动,在爆破应力波与爆生气体的共同作用下,测点C、D处粒子的运动速度急剧增加,岩体两侧的相对位移使得掏槽区岩体体积增大,从图4损伤云图中可以看出,此时待爆碎岩体整体表现为向外运动,但运动速度较慢;第三阶段为掏槽区岩体抛出阶段,在这个阶段中,随着炮孔底部裂纹的扩展,爆生气体的准静态压力对岩体整体产生巨大的推力,此时测点A、B位移方向发生转变,开始向外侧移动,测点C、D在爆生气体的作用下,继续发生位移,速度基本保持不变。

从图6(c)、(d)可以发现,掏槽区空腔的形成情况与岩体的运移情况相似,也可分为三个阶段:第一阶段压缩粉碎阶段,在这个过程中随着炸药的逐渐引爆,在爆破应力波的作用下,岩石受到强烈的压缩作用,导致靠近炮孔壁的一部分岩石会被压碎形成粉碎区,为后续的拉伸破坏提供了有效条件,此时测点E~H开始逐渐发生位移;第二阶段为裂隙扩展阶段,在这个过程中,随着爆破应力波的传播,处于炮孔周围的岩石受到切向拉应力作用,开始产生大量径向裂隙,随着爆破应力波的持续作用,当反射波入射波相叠加时,会在部分岩石区域形成拉应力集中区,导致环向裂隙的产生和扩展,此时测点E~H的移动速度开始快速增加;第三阶段为抛掷阶段,在这个过程中爆生气体持续膨胀做功,产生巨大的推力推动待爆碎岩体向掌子面外侧移动,此时,测点E~H位移变化及移动速度开始变缓。

综上所述,在第三阶段开始($T = 40$ ms)时,掏槽区所形成的空腔完全能够满足后续爆破所需临空

现场情况,所得各排炮孔延期时间设置如下表 4 所示,可以看到,在该延期设置方式下炮孔总延期时间为 120 ms,符合高瓦斯隧道的总延期要求。

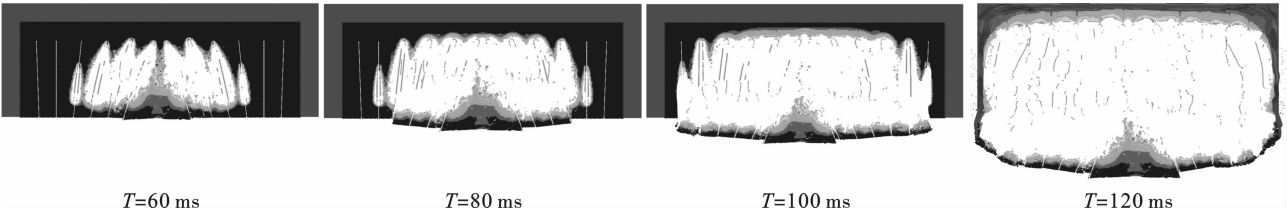


图 8 整体围岩损伤演化过程(单位:ms)

Fig. 8 The damage evolution process of the whole surrounding rock(unit:ms)

表 4 各排炮孔起爆延期时间设置(单位:ms)

Table 4 Blasthole detonation delay time setting(unit:ms)

炮孔类型 Blasthole type	炮孔角度 Blasthole angle	最佳延期时间 Best delay time	起爆时间设置 Detonation time setting
掏槽孔 Cut holes	69°	40 ms	0 ms
第一排辅助孔 First row of auxiliary holes	73°	20 ~ 24 ms	40 ms
第二排辅助孔 The second row of auxiliary holes	78°	19 ~ 23 ms	60 ms
第三排辅助孔 The third row of auxiliary holes	84°	18 ~ 23 ms	80 ms
内圈孔 Inner circle holes	90°	18 ~ 22 ms	100 ms
周边孔 Profile accuracy hole	92°		120 ms

5 工程应用

通常,隧道爆破以追求最佳爆破效果为首要目标,但高瓦斯隧道的首要目标是防止引爆隧道内积聚的瓦斯气体,保证施工安全,其次才是爆破效果,因此,其总爆破时间差需要控制在 130 ms 以内。而各排炮孔在采用上述所求起爆延期时,起爆总时间差及最后一段延期时间均为 120 ms,满足高瓦斯隧道施工要求。

为了验证上述模拟结果的可行性和准确性,在某高原瓦斯隧道进行了数次循环的试验。经过现场调研,数次循环的爆后效果统计如下图 9 所示。结合图 9(a)、(b)可以发现,在掏槽孔延期为 40 ms 时,掏槽孔利用率在 90% 左右,此时掏槽区完全能够保证进尺,在其他炮孔按照表 4 所给延期时间进行设置时,爆后半孔率在 90% 以上、线性平均超挖在 20 cm 以内,整体轮廓线控制较好,极大的减少了初期支护成本及超欠挖施工成本。

从爆堆粒径分布来看,由于延期时间设置合理,

各段位所需自由面情况较好,使得岩体破碎程度理想,如图 10(a)所示。通过图 10(a)可以看出:整体爆堆中较大粒径的碎石(80 cm 以上)占比约为 20%,有助于控制爆破范围;较小粒径的碎石(40 cm 以下)占比约为 40%,可以确保爆破的整体效果;中等粒径的碎石(40 ~ 80 cm)占比约为 40%,能够保证爆破效果,既有足够的破碎力,又能避免过多的大块碎石。整体爆堆粒径分布合理,为后续工序提供了极大的便利。

6 结论

目前在高瓦斯隧道爆破施工中,由于煤矿许用普通电子雷管在延期设置方面无法满足岩体运移要求,导致爆破效果较差,为此,我们引入可自由设置起爆延期的煤矿许用数码电子雷管,并通过数值模拟确定了各排炮孔最佳起爆延期时间,所得结论如下:

(1)通过对掏槽区岩体抛出规律进行理论分析,确定了掏槽区空腔形成时间即现场掏槽区完全抛出时间为 70 ms 左右。

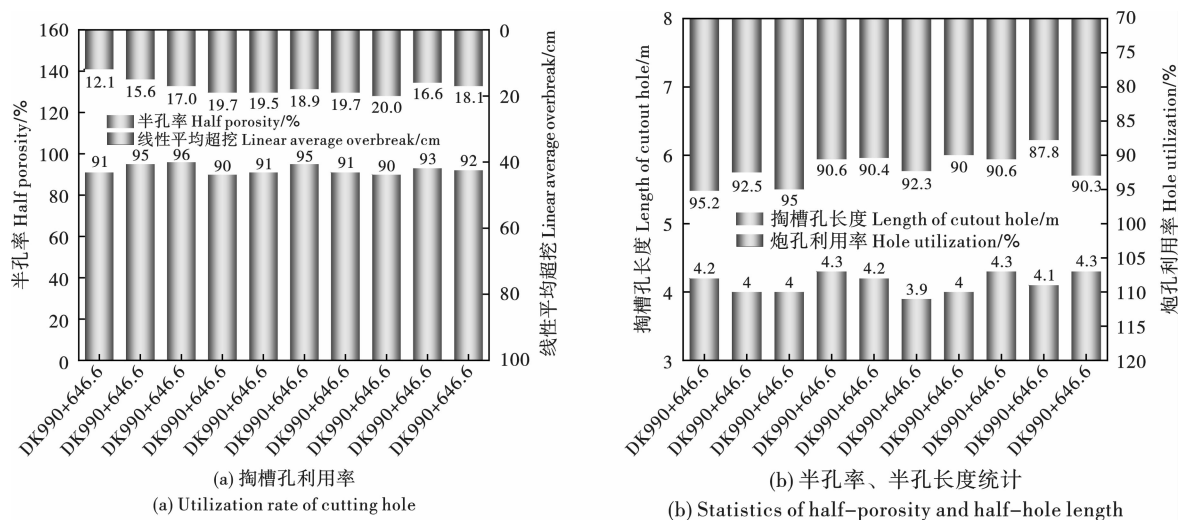


图9 爆后效果统计

Fig. 9 Post-explosion effect statistics

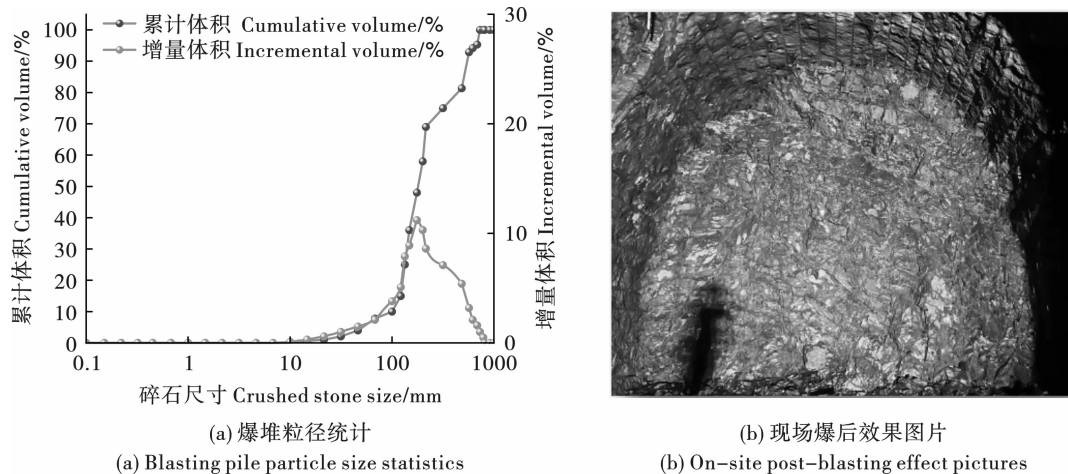


图10 现场爆后效果

Fig. 10 Post-blasting effect on site

(2) 利用数值模拟揭示了掏槽区岩体抛出规律,明确了掏槽孔最佳起爆延期。研究表明:掏槽区岩体抛出过程可分为裂隙扩展、体积增大、岩体抛出三个阶段,在第三阶段开始($T = 40 \text{ ms}$)时,所形成的空腔能够满足后续爆破所需临空面,随着延迟时间的增加,后续岩体的运移对爆破效果影响较小,因此,初步选择 40 ms 为掏槽孔最佳起爆延期。

(3) 基于掏槽孔最佳起爆延期,对其余各排炮孔之间的延期时间进行了分析,并根据现场情况与数值模拟结果,确定了现场各排炮孔最优起爆时间为 0 ms 、 40 ms 、 60 ms 、 80 ms 、 100 ms 、 120 ms ,满足高瓦斯隧道的总延期设置要求。

(4) 现场爆后效果表明,当各排炮孔按所得最优起爆时间进行设置时,爆后半孔率在 90% 以上、线性平均超挖在 20 cm 以内,整体轮廓线控制较好,

且爆堆粒径分布合理,在保证爆破效果的同时减少了施工成本,为类似工况提供了参考方案。

参考文献 (References)

- [1] 刘小鸣,陈士海. 隧道掘进中掏槽孔爆破引起的地表振动波形预测[J]. 岩土工程学报,2019,41(9):1731-1737.
- [1] LIU Xiao-ming, CHEN Shi-hai. Prediction of surface vibration waveform caused by cutting hole blasting in tunnel excavation [J]. Journal of Geotechnical Engineering, 2019,41(9):1731-1737. (in Chinese)
- [2] 王 玮,怀平生,降世良. 大断面隧道空孔直线掏槽爆破高效掘进方法[J]. 爆破,2022,39(3):76-81.
- [2] WANG Wei, HUAI Ping-sheng, JIANG Shi-liang. High efficiency excavation method of large section tunnel empty hole straight cut blasting[J]. Blasting, 2022,39(3):76-

81. (in Chinese)
- [3] 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.
- [3] QIAN Zhi-qiao,ZHAO Ming-sheng,CHI En-an,et al. Research on the application of double wedge cutting in large section tunnel excavation[J]. Blasting,2024,41(2):86-95. (in Chinese)
- [4] 李洪伟,黄昕旭,吴立辉,等. 电子雷管在岩巷爆破中掏槽孔微差时间试验研究及数值模拟[J]. 金属矿山,2022(7):64-72.
- [4] LI Hong-wei,HUANG Xin-xu,WU Li-hui,et al. Experimental study and numerical simulation of millisecond time of electronic detonator in cutting hole of rock roadway blasting[J]. Metal Mine,2022(7):64-72. (in Chinese)
- [5] 王贺,田成林,王清标,等. 瓦斯隧道爆破方案优化及掌子面处瓦斯运移规律研究[J]. 爆破,2024,41(4):187-196.
- [5] WANG He,TIAN Cheng-lin,WANG Qing-biao,et al. Optimization of blasting scheme for gas tunnel and study on gas migration law at tunnel face[J]. Blasting,2024,41(4):187-196. (in Chinese)
- [6] 黄道秋. 含裂隙围岩瓦斯突出判别方法[J]. 水利水电技术(中英文),2022,53(S1):267-272.
- [6] HUANG Dao-qiu. Discrimination method of gas outburst in fractured surrounding rock[J]. Water Conservancy and Hydropower Technology,2022,53(S1):267-272. (in Chinese)
- [7] 罗世刚. 数码电子雷管在高瓦斯隧道光面爆破中的应用研究[J]. 四川水力发电,2022,41(6):87-90.
- [7] LUO Shi-gang. Application of digital electronic detonator in smooth blasting of high gas tunnel[J]. Sichuan Hydroelectric Power,2022,41(6):87-90. (in Chinese)
- [8] 吴国宾,陈必港,陈治伙,等. 楔形掏槽爆破槽腔内岩块运动规律研究[J]. 现代隧道技术,2024,61(6):21-28,91.
- [8] WU Guo-bin,CHEN Bi-gang,CHEN Zhi-huo,et al. Study on the movement law of rock block in the cavity of wedge cut blasting[J]. Modern Tunnel Technology,2024,61(6):21-28,91. (in Chinese)
- [9] 胡宇,汪良忠,周珉,等. 隧道掘进楔形掏槽精确延时爆破技术与应用研究[J]. 地下空间与工程学报,2025,21(3):1050-1056.
- [9] HU Yu,WANG Gen-zhong,ZHOU Min,et al. Research on precise delay blasting technology and application of wedge cutting in tunnel excavation[J]. Journal of Underground Space and Engineering,2025,21(3):1050-1056. (in Chinese)
- [10] 刘浩杉,侯江,张智宇,等. 复杂环境下隧道楔形掏槽合理延期时间优化研究[J]. 中国安全生产科学技术,2023,19(8):116-123.
- [10] LIU Hao-shan,HOU Jiang,ZHANG Zhi-yu,et al. Study on optimization of reasonable delay time of tunnel wedge cut in complex environment[J]. China Safety Production Science and Technology,2023,19(8):116-123. (in Chinese)
- [11] 康宏垚,孔艳婷,胡宇,等. 楔形掏槽分段延时爆破技术研究[J]. 中国矿业,2024,33(S2):330-335.
- [11] KANG Hong-yao,KONG Yan-ting,HU Yu,et al. Study on wedge-shaped cut sublevel delay blasting technology[J]. China Mining Industry,2024,33(S2):330-335. (in Chinese)
- [12] 杨仁树,鲍舟琦,王雁冰,等. 数码电子雷管在高瓦斯矿井岩巷爆破掘进中的应用[J]. 金属矿山,2022(7):27-34.
- [12] YANG Ren-shu,BAO Zhou-qi,WANG Yan-bing,et al. Application of digital electronic detonator in blasting excavation of rock roadway in high gas mine[J]. Metal Mine,2022(7):27-34. (in Chinese)
- [12] YANG Ren-shu,BAO Zhou-qi,WANG Yan-bing,et al. Application of digital electronic detonator in blasting excavation of rock roadway in high gas mine[J]. Metal Mine,2022(7):27-34. (in Chinese)
- [13] 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.
- [13] WANG Guo-hao,WANG Yan-bing,XIE Ping,et al. Rock breaking mechanism and application of medium-deep hole-in-hole segmented blasting in rock roadway based on digital electronic detonator[J]. Journal of Engineering Science,2023,45(11):1820-1832. (in Chinese)
- [13] WANG Guo-hao,WANG Yan-bing,XIE Ping,et al. Rock breaking mechanism and application of medium-deep hole-in-hole segmented blasting in rock roadway based on digital electronic detonator[J]. Journal of Engineering Science,2023,45(11):1820-1832. (in Chinese)
- [14] 王雁冰,鲍舟琦,谢平,等. 基于数码电子雷管的准楔形复式掏槽爆破试验研究[J]. 金属矿山,2023(3):73-79.
- [14] WANG Yan-bing,BAO Zhou-qi,XIE Ping,et al. Experimental study on quasi-wedge compound cut blasting based on digital electronic detonator[J]. Metal Mine,2023(3):73-79. (in Chinese)
- [14] WANG Yan-bing,BAO Zhou-qi,XIE Ping,et al. Experimental study on quasi-wedge compound cut blasting based on digital electronic detonator[J]. Metal Mine,2023(3):73-79. (in Chinese)
- [15] 周文斌,承财政,杨帆,等. 数码电子雷管在露天矿爆破中延期时间优化探讨[J]. 爆破,2024,41(1):172-177.
- [15] ZHOU Wen-bin,CHENG Cai-zheng,YANG Fan,et al. Digital electronic detonator in open-pit mine blasting delay time optimization[J]. Blasting,2024,41(1):172-177. (in Chinese)
- [15] ZHOU Wen-bin,CHENG Cai-zheng,YANG Fan,et al. Digital electronic detonator in open-pit mine blasting delay time optimization[J]. Blasting,2024,41(1):172-177. (in Chinese)
- [16] ZHANG Xiang,YOU Shuai,YANG Yang,et al. Cut blasting optimization using 3d laser scanning and numerical simulation[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering,2024,58(2):1-20.
- [16] ZHANG Xiang,YOU Shuai,YANG Yang,et al. Cut blasting optimization using 3d laser scanning and numerical simulation[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering,2024,58(2):1-20.
- [17] LIU Ke-wei,LI Xu-dong,HUANG Lin-qi,et al. Investigation on rock fracturing in presplit blasting under various initial stresses[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering,2024,57(9):6927-6950.