

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2026.03.011

硬岩隧道爆破辅助孔残孔长度数值模拟研究^{*}

袁月明¹, 徐帮树², 刘 红³, 蔡 辉², 范飞飞³, 刘洪亮², 高 雷³, 王卓瑄²

(1. 山东高速建设管理集团有限公司, 济南 250098; 2. 山东大学 齐鲁交通学院, 济南 250002;
3. 山东高速临滕公路有限公司, 临沂 273499)

摘 要: 在隧道钻爆施工中, 掏槽孔爆破形成临空面后, 辅助孔的爆破效果直接影响后续隧道掘进进尺与效率。辅助孔爆破后的残孔长度是衡量爆破能量利用率和岩石破碎效果的关键指标。为研究硬岩隧道辅助孔爆破后残孔长度对后续爆破效果的影响, 以方山隧道为工程背景, 通过 Hypermesh 软件建立硬岩隧道辅助孔双孔三维模型, 并在炮孔周围进行网格加密。利用 LS-DYNA 软件设置关键字模拟辅助孔在不同孔间延时、不同岩性条件下的爆后残孔长度情况, 分析研究孔间延时和围岩岩性对辅助孔残孔长度的影响规律。结果表明: 孔间延时对残孔长度有较大影响, 延时时间在一定范围内变化时, 残孔长度随着延时时间的增加而增加, 残孔长度变化率随着延时时间的增大而增大; 围岩岩性是影响残孔长度的重要因素之一, 相同装药量条件下花岗岩的残孔长度大于砂岩残孔长度, 岩石坚固性系数与残孔长度呈现正相关关系。基于此研究结果, 在现场施工中应用优化后的辅助孔爆破参数进行工程验证, 有效控制了残孔长度, 提升了硬岩隧道辅助孔的爆破效果。研究结果为硬岩隧道爆破掘进过程中辅助孔爆破参数的精细化设计与调整提供了理论依据和实践指导, 对提高硬岩隧道施工效率、降低工程成本具有重要意义。

关键词: 数值模拟; 硬岩隧道; 隧道爆破; 辅助孔; 残孔

中图分类号: U455.6 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2026)03-0112-09

Numerical Simulation Study on Residual Blasthole Length of Auxiliary Holes in Hard Rock Tunnel Blasting

YUAN Yue-ming¹, XU Bang-shu², LIU Hong³, CAI Hui², FAN Fei-fei³,
LIU Hong-liang², GAO Lei³, WANG Zhuo-xuan²

(1. Shandong High-Speed Construction Management Group Co., LTD., Jinan 250098, China;
2. School of Qilu Transportation, Shandong University, Jinan 250002, China;
3. Linteng Highway Co., Ltd. of Shandong High-Speed, Linyi 273499, China)

收稿日期 (Date of reception): 2025-12-01

网络首发日期 (Published online): 2026-01-20

作者简介: 袁月明 (1994-), 男, 山东临沂人, 硕士研究生、工程师, 主要从事高速公路建设管理工作, (E-mail) 993567435@qq.com。

通信作者: 王卓瑄 (2002-), 男, 山东威海人, 硕士研究生, 主要从事垂直楔形掏槽孔布置算法研究, (E-mail) 19546102865@163.com。

基金项目: 国家自然科学基金 (52379102) 深埋隧道开挖扰动围岩能量释放特征与吸能支护结构协同作用机理; 国家自然科学基金 (50909056) 海底隧道覆盖岩层失稳机理及最小岩石覆盖厚度分析方法研究; 山东省自然科学基金 (ZR2021QE246) 层状岩体隧道爆破开挖围岩成型机理及爆破参数智能优化方法

About the author: YUAN Yue-ming (1994-), male, born in Linyi city, Shandong province, master's degree, engineer, mainly engaged in expressway construction and management, (E-mail) 993567435@qq.com.

Corresponding author: WANG Zhuo-xuan (2002-), male, born in Weihai city, Shandong province, master's degree, mainly engaged in the research of vertical wedge slot hole arrangement algorithm, (E-mail) 19546102865@163.com.

Fund Programs: National Natural Science Foundation of China (52379102): The energy release characteristics of surrounding rock disturbed by deep-buried tunnel excavation and the mechanism of the synergistic effect between energy absorption support structures, National Natural Science Foundation of China (50909056): Research on the Mechanism of Rock Layer Instability in Submarine Tunnels and the Analysis Method for the Minimum Rock Cover Thickness, Natural Science Foundation of Shandong Province (ZR2021QE246) The formation mechanism of surrounding rock in layered rock mass tunnel blasting excavation and the intelligent optimization method of blasting parameters

Abstract: In tunnel blasting operations, the performance of auxiliary holes following initial cut blasting critically influences subsequent excavation progress and operational efficiency. The residual borehole length after auxiliary-hole detonation is a crucial parameter for assessing both the efficiency of blasting energy utilization and the effectiveness of rock fragmentation. This study investigates the impact of the residual borehole length after auxiliary-hole blasting in hard-rock tunnels on subsequent excavation performance, using the Fangshan Tunnel as a case study. A three-dimensional dual-borehole model was developed in Hypermesh with localized mesh refinement around blast holes. LS-DYNA simulations were conducted to analyze residual hole lengths under varying inter-hole delay times and geological conditions, with key parameters systematically configured for blast dynamics analysis. This research systematically examines the governing patterns of inter-hole delay time and surrounding rock mass on the residual borehole length in auxiliary holes, employing advanced numerical simulation techniques for comprehensive parametric analysis. The results demonstrate that the inter-hole delay time significantly influences residual borehole length, with longer delay times within a specific range increasing residual length and accelerating growth rate. Furthermore, the lithology of the surrounding rock mass emerges as a critical determinant of residual length, with granite exhibiting longer residual holes than sandstone under identical charging conditions, revealing a positive correlation between the rock firmness coefficient and residual hole dimensions. Field verification was conducted using optimized auxiliary hole blasting parameters derived from this study. The implementation of these parameters in actual construction effectively controlled the residual borehole length and significantly enhanced blasting performance in hard-rock tunnel excavation. The findings establish both theoretical foundations and methodologies for precision design and dynamic adjustment of auxiliary hole blasting parameters in hard rock tunnel excavation, offering substantial value for enhancing construction efficiency and optimizing project economics in tunneling operations.

Key words: numerical simulation; hard rock tunnel; tunnel blasting; auxiliary hole; residual hole

隧道钻爆施工中辅助孔起到了承上启下的作用,对辅助孔的爆破参数设计研究也随着科学技术的发展在不断地进步。但由于硬岩隧道的复杂地质条件和硬岩隧道辅助孔爆破方案设计经验不足,导致硬岩隧道中辅助孔爆破后形成的残孔长度不仅直接影响后续自由面的生成质量,还显著影响后续周边孔的爆破效果^[1]。因此,亟需结合计算机分析手段与现场实测数据,深入揭示辅助孔残孔演化机制,建立其与爆破效果之间的映射关系,从而实现辅助孔爆破参数的动态优化,保障后续隧道施工的爆破效果。

针对辅助孔残孔长度的研究,国内外学者进行了大量研究,取得了许多成果和进展。夏星分析了隧道辅助孔的微差爆破起爆时差^[2],通过理论、模拟及实验一体化方法,明确了合理微差时间范围,优化了爆破效果,减少了残孔生成,提高了炸药利用率。李洪伟等探讨了在电子雷管起爆条件下隧道辅助孔的延时优化试验研究^[3]。研究发现在一定延时毫秒范围内起爆,有助于充分破碎碎岩,保证有效扩大爆腔体积,避免了孔底残孔长度的增加。Chen等通过智能钻机准确获取爆破区域的岩性数据^[4],建立了爆孔数据库,并基于三维岩体模型和孔眼数据计算了爆孔装药量,提高了炮孔利用率并降低生产成本。Ma等通过随机森林算法等方法^[5],建立了针对岩石巷道爆破中爆孔利用率的预测模型,在

实际应用中降低了炮孔残孔率,证明了该模型在工程实践中的可行性和有效性。李萍丰等通过采用波动理论、物理模型试验等方法^[6],分析了自由面处的应力状态、爆破破坏模式,以及裂纹网的发育过程。结合爆破漏斗区形态、尺寸和碎块分布特征,研究了不同抵抗线下柱状药包爆破破岩的特性。Wu等提出了一种新的炮孔布置参数设计方法^[7],通过最小抵抗线的原理和孔位的算术分布,来改善现有爆破设计中的辅助孔布孔不合理分配问题,极大降低了辅助孔孔底残孔率。Yu等利用结构化非线性支持向量机结合优化算法预测爆破孔利用率^[8],提出了SNSVM模型以及GA、PSO和SSA等优化算法,并在实际工程应用中验证了炮孔利用率预测模型的结果,提高了炮孔利用率。

上述研究主要集中于辅助孔柱状装药量分析与残孔长度理论研究。而针对辅助孔残孔长度对爆破效果的影响研究较少。对此,为确定适用于硬岩隧道爆破的辅助孔爆破参数,依托临沂至滕州高速公路方山隧道工程,采用数值模拟研究方法,研究孔间延时与围岩岩性等爆破参数对辅助孔残孔长度的影响,总结孔间延时与围岩岩性对辅助孔残孔长度的影响规律,通过现场对比爆破参数优化前后的爆破效果,验证了改进后爆破参数的可靠性与实用性,该研究成果可为硬岩隧道爆破辅助孔爆破参数的选取提供参考。

1 工程概况

临沂至滕州高速公路施工六标段方山隧道为分离式双向四车道中隧道。位于临沂市平邑县郑城镇方山村西南侧约 800 m 处,图 1 为隧道标准断面图,图 2 为炮孔布置图,采用上下行分离式,隧道内为单向坡。隧道围岩以花岗岩、砂岩为主,围岩级别以Ⅲ级为主,采用两台阶法进行爆破施工。

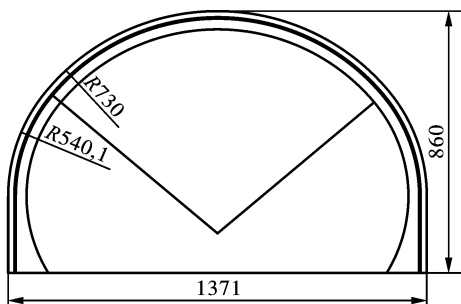


图 1 方山隧道标准断面图(单位:cm)

Fig. 1 The standard cross section of Fangshan tunnel(unit:cm)

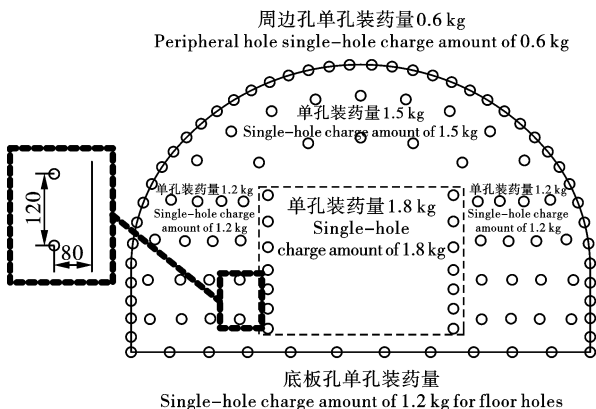


图 2 炮孔布置图(单位:cm)

Fig. 2 Blasthole layout diagram(unit:cm)

2 模型建立

2.1 数值计算模型

选用方山隧道小循环进尺段掌子面辅助孔部位,如图 2 绿色边框所选部位,利用三维建模软件进行辅助孔双孔三维模型建模,选用 Hypermesh 软件划分辅助孔模型网格,利用 LS-DYNA 软件进行数值模拟,LS-DYNA 软件中单位制选用“cm-g- μ s”,模型尺寸为 3.0 m $\times$ 1.8 m $\times$ 2.5 m,辅助孔孔距 1.2 m,距自由面 0.8 m。

单元网格划分均为六面体单元网格,单元尺寸为 0.03 m;并在炮孔附近进行网格局部加密,单元尺寸为 0.01 m。为模拟现场辅助孔爆破情况,除隧

道掌子面及掏槽孔爆生新自由面外,其余边界均采用无反射边界。辅助孔双孔模型如图 3 所示,图中绿色边框为剖切面,为展示模型炮孔内部细节所设置,并非模型原样。

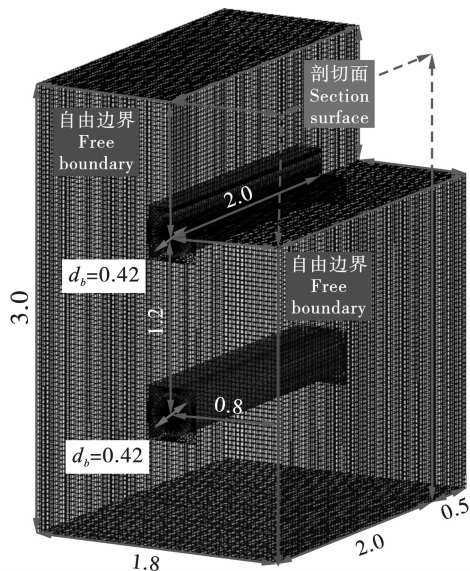


图 3 辅助孔整体网格模型(单位:m)

Fig. 3 Overall mesh model of auxiliary holes(unit:m)

2.2 岩石本构模型参数选取

为精确模拟爆破效果,利用 LS-DYNA 软件进行数值模拟,软件中适用于岩石材料的本构模型有很多,其中,在模拟爆炸荷载中 RHT 岩石本构模型可以应对瞬时强大冲击波以及单元网格大变形,同时也能反映出岩石材料在大变形、高应变率、高压下的动态响应。RHT 模型是由 Riedel、Hiermaier 及 Thoma 等基于 HJC 模型提出的一种拉-压损伤模型^[9],与 HJC 模型不同,RHT 模型可以描述岩石类材料在受到冲击和爆炸过程中的应变硬化、应变率、压缩损伤软化等特性。同时在模型中引入了三个极限面方程:即弹性屈服面方程、失效面方程和残余强度面方程及两个变化阶段方程:线性强化阶段方程、损伤软化阶段方程。综上所述,选用 RHT 作为岩石材料的本构模型。

花岗岩 RHT 模型参数参考文献[10]取值,结合隧道现场花岗岩的物理学参数(花岗岩坚固性系数取 13.00),由关键字 *MAT_272_RHT 进行添加,具体取值如表 1 所示。

2.3 爆炸荷载施加方法

爆炸荷载作为主要外部荷载,是准确模拟辅助孔周围岩石破碎与损伤过程的关键因素。目前对于有限元模型中的爆破荷载施加方法可根据文献[11]分为以下四种:①爆炸荷载进行非线性曲线拟

合并直接施加于受爆面;②直接调用 LS-DYNA 软件中的爆炸超压数据;③建立炸药与空气数值分析模型并借助其状态方程施加爆炸荷载;④初始体积分

数法施加爆炸荷载。考虑到孔间延时起爆需要多次调整各炮孔之间的起爆时间,故选用①方法进行爆破荷载的施加,将爆破荷载曲线施加到各炮孔壁上。

表 1 花岗岩材料参数
Table 1 Granite material parameters

材料参数 Material parameters	数值 Numerical value	材料参数 Material parameters	数值 Numerical value
材料密度 ρ_0 Material density/ ($\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$)	2.68600	压缩屈服面参数 g_c^* Compressive yield surface parameter	0.84400
材料初始裂隙度 α_0 Initial porosity	1.00330	拉伸屈服面参数 g_t^* Tensile yield surface parameter	0.60100
孔隙初始压碎压力 P_{cl} Crush pressure/MPa	43.65600	参考压缩应变率 $\dot{\epsilon}_0^c$ Reference compressive strain rate	3.E-5
孔隙压实压力 P_{co} Compaction pressure/MPa	175.47400	参考拉伸应变率 $\dot{\epsilon}_0^t$ Reference tensile strain rate	3.E-6
弹性剪切模量 G Elastic shear modulus/GPa	15.22100	失效压缩应变率 $\dot{\epsilon}^c$ Break compressive strain rate	3.E+25
单轴抗压强度 f_c Compressive strength/MPa	130.96700	失效拉伸应变率 $\dot{\epsilon}^t$ Break tensile strain rate	3.E+25
拉压强度比 f_t^* Relative tensile strength	0.05880	压缩应变指数 β_c Compressive strain rate dependence exponent/(MPa^{-1})	0.00969
剪压强度比 f_s^* Relative shear strength	0.32300	拉伸应变指数 β_t Tensile strain rate dependence exponent/(MPa^{-1})	0.01320

不同炸药种类、装药结构及围岩性质会影响爆炸荷载的峰值大小和持续时间。爆破过程的瞬时性、爆轰波在近远场的衰减特性使得爆破荷载难以精确量化,相关研究与理论多采用模拟非线性曲线的方法。

爆破荷载非线性曲线的脉冲函数 $P(t)$ 选自文献[12]

$$P = P_0 \frac{e^{-\alpha t} - e^{-\beta t}}{e^{-\alpha t_0} - e^{-\beta t_0}} \quad (1)$$

式中: P_0 为峰值压力; α, β 为常数。为了更好地模拟爆破荷载从起爆到衰减的阶段,对 t_0 进行定义

$$t_0 = \frac{\ln\left(\frac{\beta}{\alpha}\right)}{(\beta - \alpha)} \quad (2)$$

对于不耦合装药条件,根据多方气体状态方程,爆轰产物在碰撞炮孔壁之前的压力峰值为^[13]

$$P_0 = \frac{1}{2(1 + \gamma)} \rho_0 D^2 \left(\frac{d_c}{d_b}\right)^3 \quad (3)$$

式中: γ 为等熵指数,取 3.0; ρ_0 为炸药密度,

$\rho_0 = 1150 \text{ kg/m}^3$; D 为炸药爆速, $D = 4000 \text{ m/s}$; d_c 为药卷直径, $d_c = 32 \text{ mm}$; d_b 为炮孔直径, $d_b = 42 \text{ mm}$ 。

通过(3)计算得到,炮孔岩壁受到的冲击压力为 508.5 MPa。

为更好地模拟出实际炸药效果,拟合爆破荷载曲线时取 $t_0 = 25 \text{ } \mu\text{s}$; $\beta/\alpha = 1.5$ 。根据以上公式和条件进行曲线拟合,拟合曲线如图 4 所示。

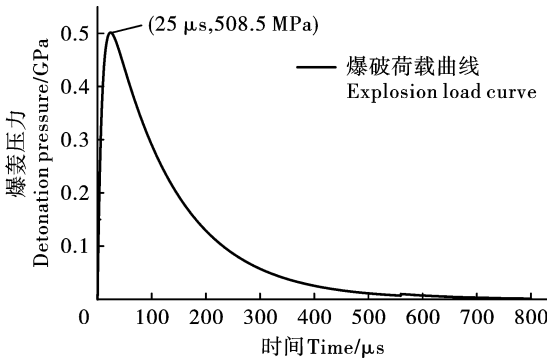


图 4 爆破荷载曲线

Fig. 4 Explosion load curve

2.4 模拟工况

在隧道现场中,辅助孔间使用数码电子雷管相互连接形成起爆网络,当装药量取 1.2 kg 时以保证辅助孔爆破效果,对进行数值计算的辅助孔孔间延时取值 0 ms、8 ms、16 ms、24 ms,在装药量确定的情况下,对不同孔间延时与围岩岩性的条件下起爆的辅助孔爆破引起的围岩损伤进行数值模拟。隧道断面辅助孔距离爆生新自由面 0.8 m,炮孔深度 2 m,炸药装填深度取 1.2 m,堵塞长度为 0.8 m。装药结构是自孔底部不耦合的连续装药,具体工况如表 2 所示,共 8 种工况。

表 2 工况设置表

Table 2 Working condition setup table

工况 Working condition	装药量 Charge amount/kg	围岩岩性 Surrounding rock lithology	孔间延时 Inter-hole delay time/ms
工况一	1.20	花岗岩	0.00
工况二			8.00
工况三			16.00
工况四			24.00
工况五	1.20	砂岩	0.00
工况六			8.00
工况七			16.00
工况八			24.00

3 数值模拟结果与分析

由于残孔生成在炮孔底部,为了更直观地查看炮孔底部残孔情况,通过 LS-PrePost 内置的切片功能切取炮孔轴线方向不同炮孔位置的截面,如图 5 所示。通过查看炮孔底部附近的损伤情况,来分析研究不同爆破参数对残孔长度和爆破效果的影响。

3.1 孔间延时对辅助孔残孔长度分析

图 6 至图 9 所示的损伤云图揭示了在不同延时条件下,围岩沿炮孔轴向距离孔口位置的损伤演化特征。其中标红位置为当前延时时间下爆破作用未能完全贯通至自由面而形成残孔的临界位置。从几何角度而言,该临界位置至孔底的距离即为残孔长度,表明了爆破荷载在该延时时间下沿炮孔轴线方向未破碎的深度;从损伤力学角度而言,该临界处恰好对应于由辅助孔爆生裂纹所包络的爆破影响范围的下限边界。在此处,围岩的累积损伤变量降至 0.6 以下^[14],意味着此处至孔底位置的围岩尚未达到充分破碎状态,无法与右端自由面实现有效贯通,不能达到所需的爆破效果。

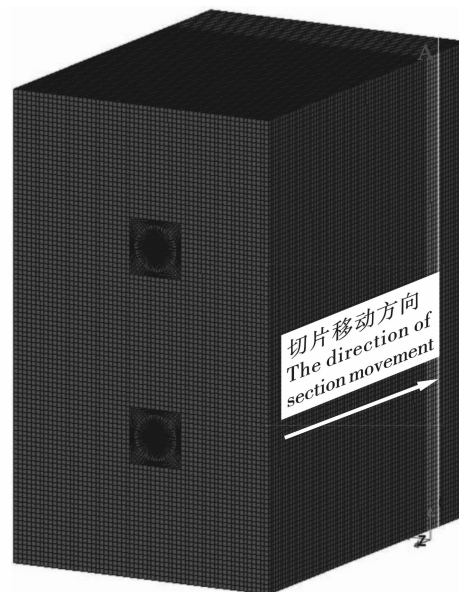


图 5 切片截面位置图

Fig. 5 Sliced cross-section location

随着孔间延时时间的增加,炮孔利用率减小,残孔长度逐渐增大。其中,在残孔临界面之前的位置,等效抵抗线减小,爆炸形成爆破漏斗的作用半径更大,破碎区域面积增加,炮孔各位置的围岩损伤逐渐增加,围岩损伤接近 1 的面积增大,裂纹主要向着自由面方向迅速发展;在残孔临界面之后的位置,等效抵抗线增加,同时受夹制作用影响,爆破作用只在岩石内部产生破坏作用,破碎区域面积减小,裂纹向自由面方向延伸有限,进而形成残孔。同时受到延时时间的影响,残孔长度减小的情况下实现较好的爆破效果。

由图 10 可知,当孔间延时由 0 ms 变化到 24 ms 时,残孔长度分别为 0.15 m、0.22 m、0.33 m、0.48 m,残孔长度随着孔间延时的增加而增加。随着孔间延时的增加,残孔长度呈非线性增长趋势。在较低延时范围内,残孔长度增长较为平缓,表明孔间延时变化对残孔长度的影响有限;而随着延时进一步增大,残孔长度的增长显著加快,表明孔间延时变化对残孔长度的影响有着更为明显的作用。原因在于,柱状装药可以将其看作是若干个当量球药包在其装药轴线方向上的集合,当装药系数一定,孔间延时越小,尤其是同时起爆的情况,爆炸时药包产生的应力波和爆生气体相互作用也更强,应力波的叠加效应显著,对周边围岩的损伤也有所增大,对于孔底所产生的破坏作用更大,产生残孔的长度就有所减小。当孔间延时所设置的时间超过一定数值时,球药包爆炸所产生的应力波和爆破气体相互作用只

会加强对孔口的抛掷作用,同时由于时间间隔的存在,应力波的叠加效应也会明显减弱,此时孔底的损伤范围也趋于稳定,不利于对辅助孔周边围岩的损伤,导致残孔长度的增加。

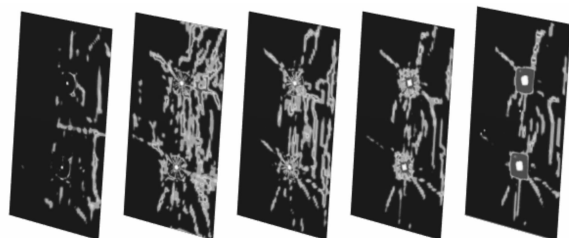


图 6 0 ms 延时起爆的辅助孔不同位置截面损伤云图

Fig. 6 Damage clouds of different sections under 0 ms delayed time

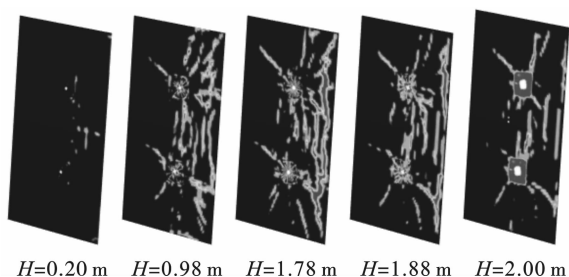


图 7 8 ms 延时起爆的辅助孔不同位置截面损伤云图

Fig. 7 Damage clouds of different sections under 8 ms delayed time

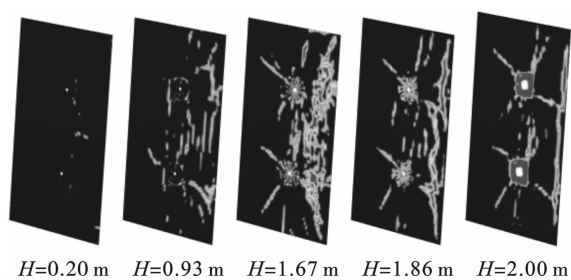


图 8 16 ms 延时起爆的辅助孔不同位置截面损伤云图

Fig. 8 Damage clouds of different sections under 16 ms delayed time

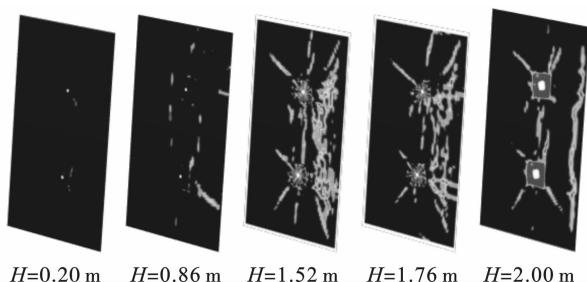


图 9 24 ms 延时起爆的辅助孔不同位置截面损伤云图

Fig. 9 Damage clouds of different sections under 24 ms delayed time

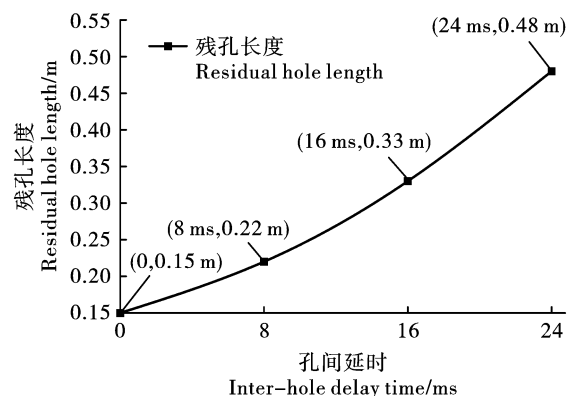


图 10 不同孔间延时起爆的残孔长度图

Fig. 10 The residual hole lengths for detonation with different delay time

3.2 不同围岩岩性条件下对辅助孔残孔长度分析

为研究花岗岩和砂岩两种不同围岩岩性对残孔长度的影响,砂岩的材料参数参考文献[15]取值,结合隧道现场砂岩的物理学参数(砂岩坚固性系数取 8.60),如表 3 所示,施加与上一小节相同的爆破荷载曲线。

图 11 至图 14 展示了不同岩性条件下围岩损伤的对比图,相同装药量起爆时,砂岩的损伤范围大于花岗岩,在炮孔附近产生的损伤范围更大,并逐步向自由面方向延伸,最终形成贯穿裂纹达到爆破效果。当延时时间逐步增加时,损伤范围逐步减小的同时炮孔所产生的残孔长度显著上升,减小了两炮孔连线至自由面区域的损伤范围。由图 15 可知,砂岩的辅助孔爆破残孔长度普遍小于花岗岩,在相同装药量起爆时,花岗岩辅助孔残孔长度变化范围较小,砂岩的残孔长度变化较大。对比 0 ~ 8 ms 延时,花岗岩的残孔长度差值 0.07 m,砂岩的残孔长度差值为 0.03 m。整体上花岗岩在装药量与孔间延时相同条件下的残孔长度均大于砂岩。因此,围岩强度差异导致的爆破效率不同,围岩岩性也是影响残孔长度的重要因素。当装药量一定时,围岩岩性的不同反映出辅助孔不同的残孔长度:岩石坚固性系数与相同装药量下孔间延时产生的残孔长度呈现正相关规律;软岩由于层理或裂隙发育、抗压强度低,爆破裂纹更易贯通到自由面;而硬岩完整坚硬、波阻抗高,裂纹扩展与气体侵入受限,同等爆炸能量下更易保留孔底段残孔。

4 现场参数优化与残孔长度分析

通过有限元数值模型进行爆破模拟分析,综合孔间延时与围岩岩性条件下得出:对于硬岩隧道,在辅助孔装药量为 1.2 kg 时,孔间延时设置 8 ms 可以

取得最佳的围岩爆破效果。为验证所进行的有限元数值模拟的可靠性,在隧道掘进施工过程中发生围岩岩性变化时采用该延时时间对辅助孔进行优化设

计。同时,为方便设置对照组,其余部分的炮孔孔深、孔径、装药量均与之前设计方案相同。

表 3 砂岩材料参数

Table 3 Sandstone material parameters

材料参数 Material parameters	数值 Numerical value	材料参数 Material parameters	数值 Numerical value
材料密度 ρ_0 Material density/ ($\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$)	2.06000	压缩屈服面参数 g_c^* Compressive yield surface parameter	0.30000
材料初始孔隙度 α_0 Initial porosity	1.12000	拉伸屈服面参数 g_t^* Tensile yield surface parameter	0.70000
孔隙初始压碎压力 P_{el} Crush pressure/MPa	28.70000	参考压缩应变率 $\dot{\epsilon}_0^c$ Reference compressive strain rate	3. E - 8
孔隙压实压力 P_{co} Compaction pressure/MPa	550.00000	参考拉伸应变率 $\dot{\epsilon}_0^t$ Reference tensile strain rate	3. E - 9
弹性剪切模量 G Elastic shear modulus/GPa	10.20000	失效压缩应变率 $\dot{\epsilon}^c$ Break compressive strain rate	3. E + 22
单轴抗压强度 f_c Compressive strength/MPa	86.00000	失效拉伸应变率 $\dot{\epsilon}^t$ Break tensile strain rate	3. E + 22
拉压强度比 f_t^* Relative tensile strength	0.10000	压缩应变指数 β_c Compressive strain rate dependence exponent/(MPa^{-1})	0.01400
剪压强度比 f_s^* Relative shear strength	0.45000	拉伸应变指数 β_t Tensile strain rate dependence exponent/(MPa^{-1})	0.01900

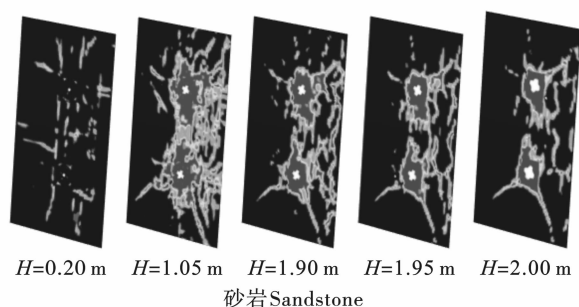
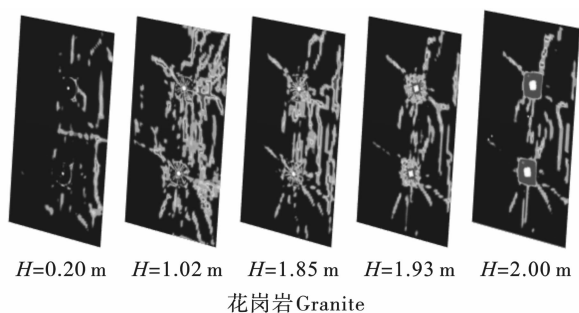


图 11 0 ms 条件下不同围岩的损伤对比图

Fig. 11 Damage comparison of different surrounding rocks under 0 ms delayed time

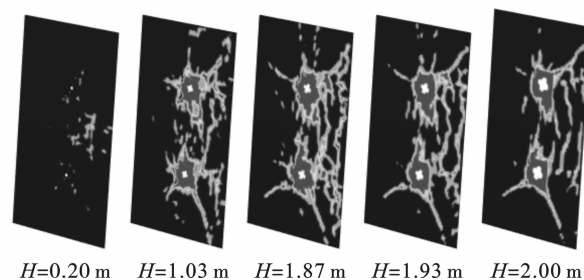
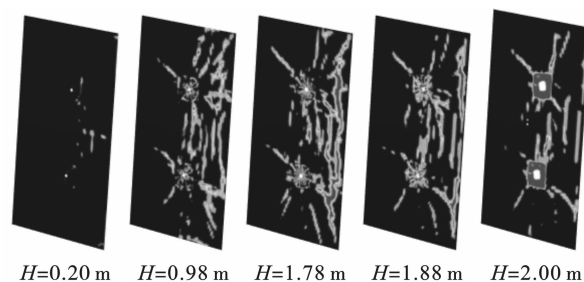


图 12 8 ms 条件下不同围岩的损伤对比图

Fig. 12 Damage comparison of different surrounding rocks under 8 ms delayed time

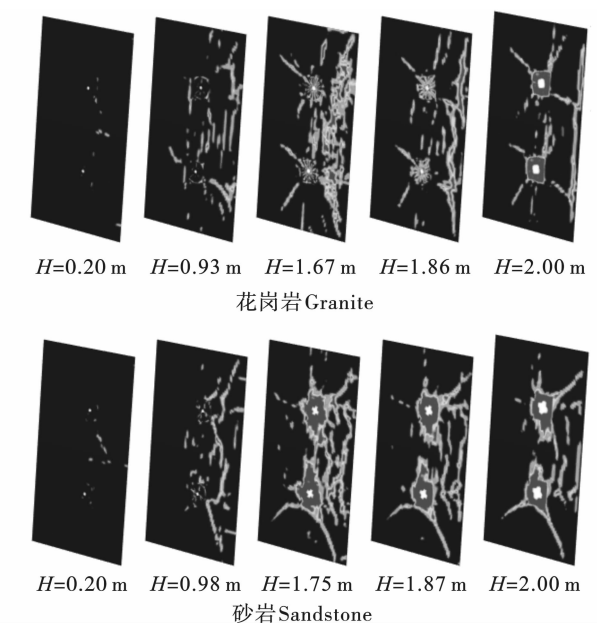


图 13 16 ms 条件下不同围岩的损伤对比图
Fig. 13 Damage comparison of different surrounding rocks under 16 ms delayed time

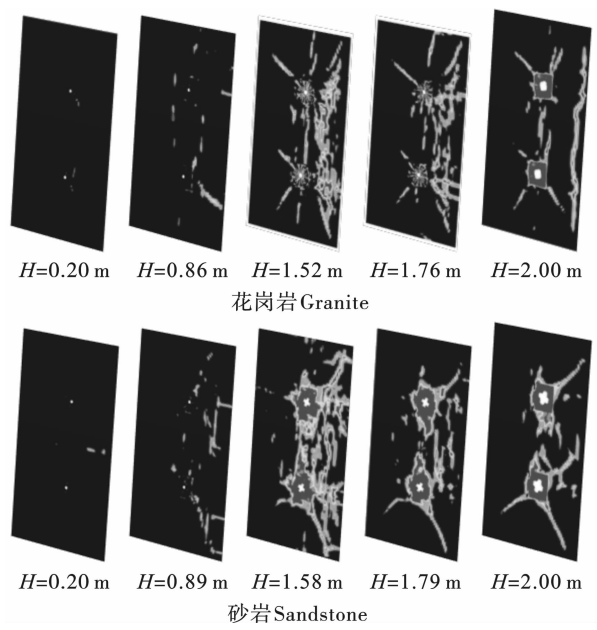


图 14 24 ms 条件下不同围岩的损伤对比图
Fig. 14 Damage comparison of different surrounding rocks under 24 ms delayed time

在隧道施工里程段 K93 + 359.6 ~ K93 + 410 采用优化后的辅助孔爆破参数,跟踪 40 m 循环进尺之后,对同一辅助孔位置爆后残孔长度进行测量后平均,爆后产生残孔长度如图 16 所示。对比可见,优化后的辅助孔爆破参数所产生的残孔长度明显减小,爆破效果显著提高,爆破漏斗成型较好,对于后续周边孔的爆生自由面的生成起到重要作用。总体而言,尽管残孔长度依然存在于循环进尺中,但对硬

岩隧道围岩岩性改变下所产生的爆破效果以及爆生自由面生成有了明显提升,提高了施工效率和经济效益。

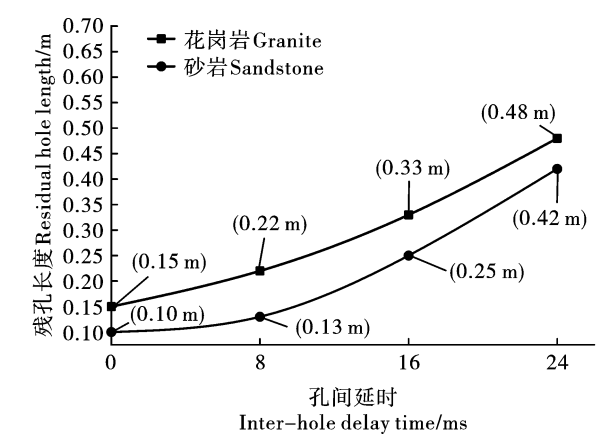


图 15 不同岩性起爆产生的残孔长度对比图
Fig. 15 Comparison of residual hole lengths under different surrounding rocks

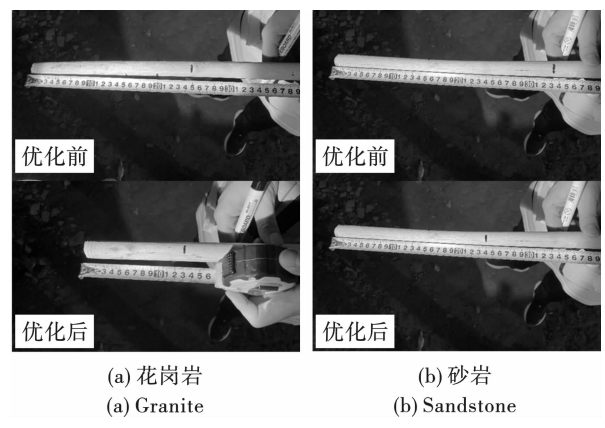


图 16 残孔长度对比图
Fig. 16 Comparison chart of residual hole lengths

对选取的爆破开挖试验段进行分析,相同药量、不同围岩岩性下的爆后残孔长度情况如表 4 所示。采用优化后的掘进爆破参数,残孔长度显著减小,具体而言,优化后花岗岩和砂岩的残孔长度为 0.24 m 和 0.13 m,与原爆破参数下爆后残孔长度对比,其残孔值分别减小 27.2% 和 48%。

表 4 参数优化前后残孔长度变化 Table 4 The change in residual hole length before and after character optimization		
围岩岩性 Surrounding rock lithology	优化前残孔长度 Residual holes before optimization	优化后残孔长度 Residual holes after optimization
花岗岩 Granite	0.33	0.24
砂岩 Sandstone	0.25	0.13

5 结论

通过 Hypermesh 软件建立隧道辅助孔三维有限元网格模型,采用拟合后的荷载曲线作为爆破荷载施加到炮孔壁上,利用 LS-DYNA 软件模拟在不同孔间延时、不同围岩岩性条件下的辅助孔爆破过程,分析研究了辅助孔残孔长度与孔间延时和围岩岩性的关系规律,得到的结论如下:

(1)随着延时时间的增加,辅助孔残孔长度增加。残孔长度差值随着延时时间的增加逐渐增大,在 16~24 ms 内残孔长度的差值大于 8~16 ms 内残孔长度的差值,其中在 8 ms 延时时间的孔底损伤范围最为稳定,爆破效果最好。在保证辅助孔爆破效果的前提下,应控制现场辅助孔的孔间延时时间,保证爆破效果与经济效益。

(2)花岗岩与砂岩的岩性不同,其爆破损伤范围也有较大差异,花岗岩围岩条件下辅助孔残孔长度大于砂岩围岩条件下辅助孔残孔长度,相同药量时砂岩条件下辅助孔爆破所产生的残孔长度变化小于花岗岩条件下辅助孔爆破所产生的残孔长度。其中,在 8 ms 延时下,两种不同围岩条件下爆后残孔长度差值达到最大,差值为 0.09 m。隧道不同围岩条件下的岩石坚固性系数与其爆破后生成的辅助孔残孔长度呈现正相关规律。

(3)采用优化后的爆破参数进行现场对比,试验段隧道同一辅助孔处爆破效果显著提高,残孔长度减小率最大值为 48%。这些结果对后续周边孔爆破开挖具有重要的参考价值,为优化硬岩隧道辅助孔爆破设计提供了具体的参数指导。

参考文献 (References)

- [1] 马 乐,张万志,刘成龙,等. III 级硬岩隧道全断面光面爆破试验研究[J]. 爆破,2023,40(3):46-51,67.
- [1] MA Le,ZHANG Wang-zhi,LIU Cheng-long,et al. Experimental study on full face smooth blasting of tunnel in class III hard rock[J]. Blasting,2023,40(3):46-51,67. (in Chinese)
- [2] 夏 星. 隧道爆破掏槽孔及辅助孔起爆时差优化研究[D]. 武汉:江汉大学,2024.
- [2] XIA Xing. Tunnel blasting hollowing hole and auxiliary hole detonation time difference study[D]. Wuhan:Jianghan University,2024. (in Chinese)
- [3] 李洪伟,吴延梦,吴立辉,等. 电子雷管起爆条件下隧道掏槽孔与辅助孔的延时优化试验研究[J]. 高压物理学报,2023,37(1):171-181.
- [3] LI Hong-wei,WU Yan-meng,WU Li-hui,et al. Experimental study on delay optimization of trench cutting holes and auxiliary holes under electronic detonator initiation conditions[J]. Chinese Journal of High Pressure Physics,2023,37(1):171-181. (in Chinese)
- [4] CHEN Ying-xian,WANG Peng-fei,CHEN Jian,et al. Calculation of blast hole charge amount based on three-dimensional solid model of blasting rock mass[J]. Scientific Reports,2022,12(1):541-541.
- [5] MA Xin-min,CHEN Zhen-yu,CHEN Pan,et al. Predicting the utilization factor of blasthole in rock roadways by random forest[J]. Underground Space,2023,11:232-245.
- [6] 李萍丰,王秀龙,闫小兵,等. 柱状药包侧向爆破下抵抗线对岩石破碎特性的影响研究[J]. 岩土力学,2024,45(5):1388-1396.
- [6] LI Ping-feng,WANG Xiu-long,YAN Xiao-bing,et al. Effects of burden on rock crushing characteristics under lateral detonation of cylindrical charges[J]. Rock and Soil Mechanics,2024,45(5):1388-1396. (in Chinese)
- [7] WU Xiao-dong,JIA Jia-yin,WANG Li-kun,et al. Easer hole design method based on the principle of minimum burden at the hole bottom and its application in tunnel blasting[J]. Processes,2024,12(8):1581-1581.
- [8] YU Bing-bing,WANG Bo,LI Yi,et al. Prediction of blast-hole utilization rate using structured nonlinear support vector machine combined with optimization algorithms[J]. Applied Intelligence,2024,54(19):9136-9157.
- [9] 徐帮树,杜念伟,王帅帅,等. 马蹄形隧道拱脚周边孔爆破围岩的损伤特征[J]. 爆炸与冲击,2025,45(8):177-189.
- [9] XU Bang-shu,DU Nian-wei,WANG Shuai-shuai,et al. Blasting damage characteristics of surrounding rock around the arch foot of horseshoe tunnel[J]. Explosion and Shock Waves,2025,45(8):177-189. (in Chinese)
- [10] 李洪超,王富旗,张 继,等. 岩石 RHT 模型部分参数的敏感性分析及确定[J]. 高压物理学报,2025,39(6):66-76.
- [10] LI Hong-chao,WANG Fu-qi,ZHANG Ji,et al. Sensitivity analysis and determination of some parameters of the RHT rock model[J]. Chinese Journal of High Pressure Physics,2025,39(6):66-76. (in Chinese)