

doi:10.3963/j.issn.1001-487X.2026.03.009

考虑爆破损伤的薄顶板隧道数值模拟 与支护方案优化^{*}

耿振¹, 马硕¹, 胡建华², 刘洪亮³, 孙尚渠⁴, 郭军伟⁴, 杨旭旭⁴

(1. 青岛交通发展集团有限公司, 青岛 266000; 2. 中国电建集团华东勘测设计研究院有限公司, 杭州 311122;
3. 山东大学齐鲁交通学院, 济南 250100; 4. 山东科技大学土木工程与建筑学院, 青岛 266590)

摘要: 在山岭隧道开挖过程中, 薄基岩顶板受爆破动力影响围岩损伤较为显著, 且顶板厚度沿开挖方向逐渐增大, 然而现有支护方案未能针对不同顶板厚度的断面进行差异化设计。为此, 以青岛唐山路隧道为工程背景, 基于围岩开挖爆破主频率衰减过程定义损伤变量, 建立了爆破损伤与爆心距之间的函数关系, 从而量化爆破对顶板围岩的损伤程度。基于离散元软件 3DEC, 通过弱化岩体力学参数的方法, 实现了 9 导坑、5 断面连续爆破开挖过程的三维数值模拟, 为支护方案优化设计提供依据。研究表明: 顶板较薄的断面 1 和断面 2 的拱顶开挖使拱顶沉降值增加了 10 mm, 并且这两个断面受后续开挖的影响仍然较大, 最终的拱顶沉降值都超过了 60 mm; 拱顶处的锚索很好地发挥了锚固作用, 抑制了拱顶处的围岩沉降, 断面 1、2 拱顶处更换锚索后, 拱顶沉降减少了 10 mm 左右; 不同支护方案拱顶沉降曲线均在顶板厚度约 7.4 m 时曲率突增, 该顶板厚度即为隧道安全阈值。基于数值模拟结果进行支护设计参数优化, 提出薄顶板隧道断面采用锚杆 + 锚索的联合支护形式, 较厚顶板隧道断面以单层初支为主的支护方案。通过数值模拟结果和现场应用监测反馈显示, 不同顶板厚度隧道断面拱顶沉降均稳定在 45 mm, 表明提出的支护方案可有效控制不同顶板厚度隧道围岩的稳定性。

关键词: 爆破损伤; 数值模拟; 支护方案; 现场监测

中图分类号: U25 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-487X(2026)03-0088-12

Numerical Simulation and Support Scheme Optimization of Thin-roof Tunnel Considering Blast-induced Damage

GENG Zhen¹, MA Shuo¹, HU Jian-hua², LIU Hong-liang³, SUN Shang-qu⁴, GUO Jun-wei⁴, YANG Xu-xu⁴

(1. Qingdao Transportation Development Group Co., Ltd., Qingdao 266000, China;

2. Power China Huadong Engineering Corporation Limited, Hangzhou 311122, China;

3. School of Qilu Transportation, Shandong University, Jinan 250100, China;

4. School of Civil Engineering and Architecture, Shandong University of
Science and Technology, Qingdao 266590, China)

Abstract: During tunnel excavation, blasting dynamics cause substantial damage to surrounding rock mass in

收稿日期 (Date of reception): 2025-11-13

网络首发日期 (Published online): 2026-01-15

作者简介: 耿振 (1984-), 男, 山东青岛人, 硕士、高级工程师, 主要从事隧道支护理论和技术研究工作, (E-mail) 1802895825@qq.com。

通信作者: 郭军伟 (1998-), 男, 山东德州人, 博士, 主要从事岩体稳定性控制研究工作, (E-mail) 202082040010@sdust.edu.cn。

基金项目: 国家自然科学基金面上项目 (No. 52274088)

About the author: GENG Zhen (1984-), male, born in Qingdao city, Shandong province, master, senior engineer, mainly engaged in research on tunnel support theory and technology, (E-mail) 1802895825@qq.com.

Corresponding author: GUO Jun-wei (1998-), male, born in Dezhou city, Shandong province, Ph. D, mainly engaged in research on rock masses stability control, (E-mail) 202082040010@sdust.edu.cn.

Fund Programs: National Natural Science Foundation of China (No. 52274088)

thin bedrock roof conditions, while roof thickness progressively increases along the advancing direction. Current support schemes lack differentiated designs to accommodate varying roof thicknesses across tunnel sections. Focused on the Qingdao Tangshan Road Tunnel, this study defined a damage variable through dominant frequency attenuation analysis during blasting excavation of the surrounding rock mass. A quantitative relationship between blasting damage and the distance to the blast center was established to assess the severity of roof rock damage. Using 3DEC discrete element software, a three-dimensional numerical simulation of the continuous blasting excavation process for 9 pilot tunnels and 5 sections was conducted, with rock mass mechanical parameters adjusted to generate critical data for support system optimization. The research findings indicate that arch crown excavation in sections 1 and 2 with thinner roof thickness resulted in a 10 mm increase in arch settlement values. These sections remained significantly affected by subsequent excavation activities, ultimately exhibiting final arch settlements exceeding 60 mm. The arch crown anchor cables demonstrate effective anchoring performance, successfully controlling surrounding rock settlement. After reinforcement replacement in sections 1 and 2, arch crown settlement reduced by approximately 10 mm. All support schemes exhibit abrupt changes in curvature in settlement curves at the critical roof thickness of 7.4 m, which is identified as the tunnel safety threshold. Numerical simulations guided optimized support parameters, yielding a combined bolt-anchor cable system for thin roof sections and single-layer initial support for thick roof sections. Both simulation and field monitoring confirm stabilized arch crown settlements at 45 mm across varying roof thicknesses, validating the scheme's effectiveness in maintaining tunnel stability.

Key words: blasting damage; numerical simulation; support scheme; field monitoring

由于季节气候和地下水循环等外部因素的影响,岩体极易形成厚薄不均匀的风化槽,从而产生上部全风化的杂填土和下部中风化的基岩两种力学性质的岩层^[1]。当隧道从下部基岩附近穿过时,就会出现隧道顶板较薄的现象。此时,若对隧道围岩开展大面积的爆破施工,将会产生顶板岩体掉块甚至塌方等灾害^[2-4]。

目前,国内外众多学者结合工程实例,对爆破影响下隧道围岩的损伤开展了一系列研究。唐红梅等基于围岩开挖爆破主频率衰减过程定义损伤变量^[5],得到围岩爆破损伤量随爆心距变化的函数关系式。吴志超等采用理论分析和数值模拟的方法^[6],建立了不同药量条件下多段延时爆破累积损伤计算模型,得到了可通过任意爆心距处质点峰值振动速度推断围岩累积损伤范围的函数关系式。徐钟等研究了隧道施工过程中掌子面多次爆破振动对隧洞围岩带来的累积损伤影响^[7]。通过多次爆破开挖的数值模拟,获得了爆破损伤的分布规律和范围。这些研究为量化爆破对隧道围岩的损伤程度提供了重要的参考价值。

为提升大跨薄顶板隧道围岩的稳定性,需要对围岩进行高强度支护。由于现场试验的成本高、周期长,数值模拟成为优化薄顶板隧道支护设计参数的重要手段。李沿宗等通过建立数值分析模型^[8],对不同初期支护厚度、锚杆长度及钢架间距的变形控制效果进行对比分析,得出了木寨岭隧道开挖变形规律,并对初期支护参数进行了优化。韩根等通

过数值模拟 FLAC3D 软件建立地层模型和支护结构模型^[9],分析不同支护类型和支护参数对隧道围岩稳定性的影响,并对单层衬砌参数进行优化比选。然而,这些学者对大跨隧道数值模型的开挖与支护过程往往选择较为简单的施工方法。尽管有一些学者建立了多导洞开挖支护模型,但简化了开挖过程并采用二维的分析方法。现阶段,对于隧道开挖的支护方案往往未考虑爆破对围岩损伤的影响,尤其是薄顶板隧道受爆破损伤影响较大,常规支护方案并不适用。同时,为避免造价高昂的“强支护”策略,需要提出针对不同顶板厚度的优化支护方案。

因此,本文以唐山路大跨薄顶板隧道为工程依托,基于现场实际开挖和支护方法,建立不同顶板厚度的多断面大跨隧道三维数值模型,并同时对开挖围岩临空面进行支护和爆破损伤弱化参数赋值,以模拟不同顶板厚度隧道的多断面全过程开挖与支护。分析现场支护方案对不同顶板厚度隧道的变形和破坏等力学行为的影响,进而提出适用于不同顶板厚度隧道的变形控制技术。

1 工程概况

1.1 工程特点

青银高速公路增设唐山路互通及连接线工程主线设计范围西起重庆路东侧,东至天水路,全长约 3 km,其中唐山路隧道段长 1.55 km(暗挖穿山段长 1150 m,明挖段长 400 m)。唐山路隧道西起老虎山西侧,往东穿越老虎山后按照主线分合流的标准分

为两支,一支出地面实现与青银高速的衔接,一支继续以隧道的形式向东敷设下穿黑龙江路、青银高速

后,衔接卧龙山隧道(图1)。

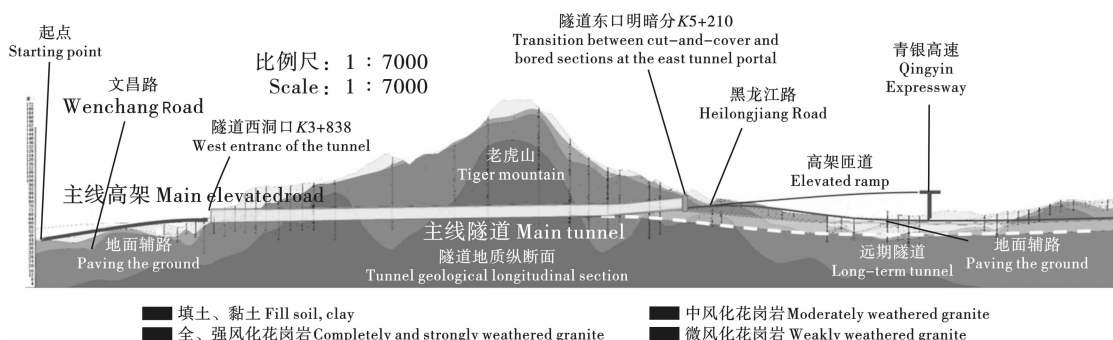


图1 唐山路隧道地质情况

Fig. 1 Geology of the Tangshan Road Tunnel

本文研究对象为唐山路隧道南线暗挖进洞口。隧道地层从上到下依次有:厚层人工填土、强-中风化花岗岩、微风化花岗岩,其中人工填土层密度为 17.5 kN/m^3 ,粘聚力和内摩擦角范围分别在 $3 \sim 7 \text{ kPa}$ 和 $20^\circ \sim 33^\circ$;强风化、中风化和微风化花岗岩层的承载力特征值分别为 $0.8 \sim 1.5 \text{ MPa}$ 、 $2.0 \sim 3.2 \text{ MPa}$ 和 $3.5 \sim 5.7 \text{ MPa}$ 。隧道洞身范围内围岩主要为强-中风化花岗岩,节理裂隙较为发育,岩芯呈块~短柱状,局部为碎块状,围岩类别为Ⅵ级。隧道

洞身绝大部分已进入基岩层,且后续基岩面有较为明显抬升趋势。但隧道开挖初期顶板较薄,且断面跨度大,受爆破震动影响下局部易掉块。

断面衬砌结构设计按新奥法原理,采用复合式衬砌结构支护形式。初期支护采用喷锚支护,即喷混凝土、锚杆和钢架等组合的支护型式。工程西洞口开挖跨度大,洞顶覆盖层厚度大,围岩条件差,为确保后续拆除临时支护时,变形整体可控,采用双层支护结构。具体支护参数设计详见表1。

表1 初期支护设计参数

Table 1 Design parameters of initial support

初期支护 Initial support	锚杆 Bolt			钢拱架 Steel arch	喷射混凝土 Shotcrete	
	直径 Diameter/mm	长度 Length/m	间距 Internal/(m × m)	型号 Type	间距 Internal/cm	厚度 Thickness/cm
一层 First layer	25	6	0.8×0.8	I28b	40	35
二层 Second layer				I20b	80	28

1.2 优化必要性及优化方向

基于前期现场调研与监测,原支护方案存在优化的必要性,主要体现在以下3方面:

(1)未考虑爆破对薄顶板隧道的损伤影响。唐山路隧道多为超大跨断面,且采用双侧壁导坑法爆破开挖,对于顶板较薄的隧道断面在爆破影响下易造成裂隙扩展、滑移,并最终使拱顶沉降大幅增加。

(2)支护设计参数对于不同顶板厚度隧道没有明显针对性。尽管隧道顶板厚度沿开挖方向逐渐增加,仍采用相同的支护方案。对于顶板较薄的隧道容易导致失稳的同时还会对厚顶板隧道产生支护效能浪费。

(3)过度依赖衬砌和拱架,未能重视锚杆、锚索对围岩的锚固作用。过多的采用混凝土衬砌、拱架

等偏于改善围岩整体性的结构形式,而忽略了顶板围岩受爆破影响的局部块体滑移灾害。

上述问题反映了原有支护方案的不合理性,基于此提出了支护设计优化方向:①对于不同顶板厚度隧道断面提出针对性支护方案;②采用锚杆+锚索的联合支护形式;③参照顶板厚度的阈值适当改变衬砌厚度。

2 爆破对隧道顶板损伤量化计算

目前对于岩体的损伤主要用弹性模量的减弱来定义^[10]。而岩体的弹性模量与应力波在岩体中的传播频率存在如式(1)的关系

$$D = 1 - \frac{\bar{E}}{E} = \frac{f^2}{f_0^2} \quad (1)$$

式中: D 为损伤变量; $\bar{E}$ 为岩体等效弹性模量,kPa; E 为完整岩体弹性模量,kPa; f 为任一时刻应力波在岩体内传播的频率,Hz; f_0 为应力波在岩体内传播的初始频率,Hz。为了研究爆破振动对不同距离处的围岩损伤情况,以应力波在岩体中传播的振动频率作为媒介,根据爆破过程中振动频率在岩体中的衰减规律,建立了施工爆破主频率与炸药量和爆心距的函数关系^[11]

$$f = \frac{1/r}{a_1(Q^{1/3}/r) + a_2 r} \quad (2)$$

式中: Q 为同时起爆的炸药量,kg; r 为爆心距,m; a_1 和 a_2 为待定常数,由现场监测数据拟合获得。现场隧道围岩由于裂隙、孔隙等的存在,导致岩体本身具有初始损伤 D_0 。因此,围岩体的损伤量可以表示为

$$D = D_0 + \frac{f^2}{f_0^2} \quad (3)$$

将式(2)代入式(3)可以得到围岩体损伤量随炸药量和爆心距的关系式

$$D = D_0 + 1/(a_1^2 Q^{2/3} + a_2^2 r^4) f_0^2 \quad (4)$$

为验证上述量化模型中围岩初始损伤 D_0 的合理性,采用现场声波测试法进行确定。在爆破前,于隧道顶板布置声波测孔,测试获得岩体纵波波速 $V_{p0} = 2.8 \times 10^3$ m/s,并通过岩样测试获得完整岩石波速 $V_p = 3.2 \times 10^3$ m/s。根据波速与损伤关系 $D_0 = 1 - (V_{p0}/V_p)^2$,计算得 $D_0 = 0.23$,该值与同类工程文献[5]中结果吻合,验证了参数取值的合理性。

唐山路隧道暗挖进洞断面采用双侧壁导坑法施工,施工步序如图2所示。可以发现不同导坑爆破开挖对围岩的损伤量也不相同,因此,需要多次计算爆破对围岩的损伤。以图2中的①号导坑为例,根据现场爆破方案和声波振动频率测试数据,将对应的参数带入式(2),拟合结果如图3所示。

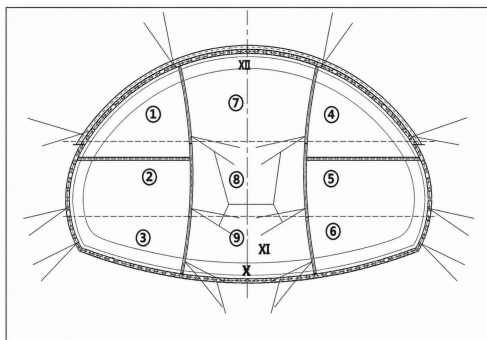


图2 隧道断面施工步序

Fig. 2 Tunnel section construction sequence

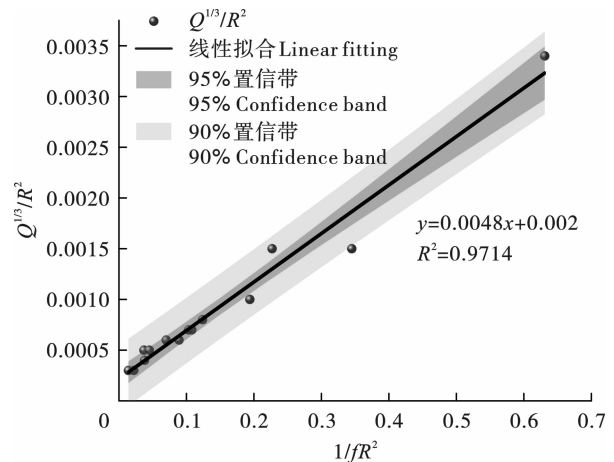


图3 爆破震动主频率随爆心距和炸药量的变化规律

Fig. 3 The relationship between main frequency of blasting vibration and the distance to blast center and charge amount

从式(4)中可以看出当炸药量和初始传播频率一定时,围岩体损伤量是爆心距的单一递减变量,因此,通过对式(4)二阶求导可以根据围岩体损伤变化率对围岩进行损伤区划分^[12]。对式(4)二阶求导得到式(5),获得的曲线图如图4所示。

$$\frac{d^2 D}{dr^2} = \frac{-12a_2^2 r^2 (a_1^2 Q^{2/3} + a_2^2 r^4)}{(a_1^2 Q^{2/3} + a_2^2 r^4)^3 f_0^2} + \frac{32(a_2^2 r^3)^2}{(a_1^2 Q^{2/3} + a_2^2 r^4)^3 f_0^2} \quad (5)$$

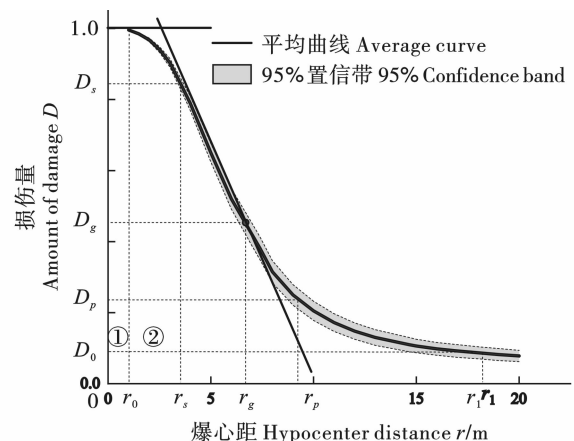


图4 $D-r$ 曲线损伤分区示意图

Fig. 4 Schematic diagram of the damage partition of the $D-r$ curve

为量化拟合参数不确定性对损伤预测结果的影响,本研究基于公式(2)的拟合参数 a_1 、 a_2 及其方差-协方差矩阵,采用一阶误差传播公式将参数误差传递至损伤变量 D 。 D 的标准差 σ_D 计算公式如下

$$\sigma_D^2 = \left(\frac{\partial D}{\partial a_1} \right)^2 \sigma_{a_1}^2 + \left(\frac{\partial D}{\partial a_2} \right)^2 \sigma_{a_2}^2 + 2 \frac{\partial D}{\partial a_1} \frac{\partial D}{\partial a_2} \rho_{a_1 a_2} \sigma_{a_1} \sigma_{a_2} \quad (6)$$

式中: σ_{a1} 、 σ_{a2} 分别为参数 a_1 、 a_2 的标准误差, ρ_{a1a2} 为其相关系数。在此基础上,计算得到了 D - r 曲线在95%置信水平下的置信区间(图4中阴影区域)。考虑此不确定性后,损伤分区关键边界的置信范围为: $r_s = 3.57 \pm 0.25$ m, $r_p = 14.64 \pm 1.20$ m。该分析表明,尽管损伤分区边界存在一定的预测波动,但本文提出的分区方法在统计意义上具有可靠性,优化后的支护方案已充分考虑此不确定性并留有安全裕度。

其中, r_g 为损伤变化率最大值对应的爆心距;过拐点 G 作 D - r 曲线斜率最大的直线分别交直线 $D=1$ 与 $D=D_0$ 于 S 点和 P 点,并过 S 点和 P 点做垂线交 D - r 曲线于 S_1 点、 P_1 点,对应爆心距为 r_s 和 r_p ,损伤量为 D_s 和 D_p 。通过计算可依次求得: $r_s = 3.57$ m, $D_s = 0.84$; $r_p = 14.64$ m, $D_p = 0.19$ 。采用相同方法计算出所有导坑爆破对围岩的损伤量见表2。

表2 不同导坑爆破对顶板的损伤量
Table 2 The amount of damage to the roof caused by the blasting of different pilot pits

导坑 pilot pit	r_s /m	r_p /m	D_s	D_p
①④	3.57	14.64	0.84	0.19
②⑤	4.35	9.53	0.98	0.24
③⑥	5.04	9.60	0.99	0.29
⑦	5.02	9.69	0.93	0.30
⑧	4.81	9.73	0.86	0.27
⑨	4.96	8.76	0.87	0.19

3 数值模拟分析

3.1 模型建立

采用3DEC离散元数值模拟软件,对唐山路大跨薄顶板隧道进行全过程开挖支护数值模拟。数值

模型中隧道跨度约为28 m,为消除边界效应对模拟结果的影响,模型左右边界尺寸应不小于隧道跨度的3倍,设置数值模型左右宽100 m(隧道居中),上下高100 m,纵向长100 m。根据工程地质条件,模型由上至下分别为杂填土、强风化花岗岩和中风化花岗岩三种地层,强风化花岗岩厚度为6 m,强风化花岗岩岩层沿隧道纵向有一定的倾角,模拟中设置强风化花岗岩岩层倾角为 8° ,因此隧道沿纵向即开挖方向有着不同的顶板厚度。依据现场双侧壁导坑法开挖方案,将隧道断面设置九部分,并监测连续的5个开挖断面,模型建立如图5所示。

按照国际岩石力学学会给出的建议,通过对现场各地层岩样(土体)进行采集,并加工成多组直径为50mm,高径比为2:1和1:2的标准圆柱形岩(土)体试样。随后对高径比为2:1的圆柱体试样开展单轴压缩试验和标准三轴试验以获取弹性模量、泊松比、粘聚力和内摩擦角参数;对高径比为1:2的圆柱体试样开展巴西劈裂试验获取抗拉强度,具体各地层参数见表3,初期支护力学参数见表4。

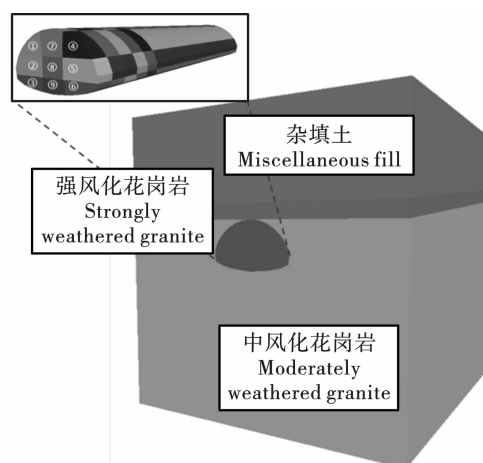


图5 模型整体建立与分组

Fig. 5 The model is built and grouped as a whole

表3 地层岩体力学参数
Table 3 Stratigraphic rock mass parameters

地层 Stratum	密度 Density/ ($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	弹性模量 Elastic modulus/GPa	泊松比 Poisson's ratio	摩擦角 Friction angle/ $^\circ$	粘聚力 Cohesion/ kPa	抗拉强度 Tensile strength/MPa
杂填土 Miscellaneous fill	1.75×10^3	0.01	0.3	28	5	/
强风化花岗岩 Strongly weathered granite	2×10^3	0.2	0.23	24	50	5
中风化花岗岩 Moderately weathered granite	2.25×10^3	0.5	0.23	24	100	5.43

表 4 初期支护参数
Table 4 Initial support parameters

锚杆及浆液 Bolt and slurry	弹性模量 Elastic modulus/GPa	浆液摩擦角 Slurry friction angle/°	浆液粘聚力 Slurry cohesion/MPa		浆液剪切刚度 Slurry shear stiffness/ (MPa · m ⁻¹)		浆液扩散周长 Slurry diffusion perimeter/m	
	210	30	0.5		300		1.5	
混凝土衬砌 Concrete lining	弹性模量 Elastic modulus/GPa	泊松比 Poisson's ratio	法向刚度 Normal stiffness/ (GPa · m ⁻¹)		切向刚度 Shear stiffness/ (GPa · m ⁻¹)		粘聚力 Cohesion/ MPa	屈服强度 Yield strength/MPa
	28	0.2	4		4		1.56	0.5
钢拱架 Steel arch	支护层 Support layer	横截面 Cross- sectional area	弹性模量 Elastic modulus/ GPa	泊松比 Poisson's ratio	y 轴惯性矩 y-axis moment of inertia/m ⁴	z 轴惯性矩 z-axis moment of inertia/m ⁴	极惯性矩 Polar moment of inertia/m ⁴	
	第一层(I28b) First layer(I28b)	61	206	0.2	7.49 × 10 ⁻⁵	5.32 × 10 ⁻⁶	8.02 × 10 ⁻⁵	
	第二层(I20b) Second layer(I20b)	42	206	0.2	3.11 × 10 ⁻⁵	2.56 × 10 ⁻⁶	3.37 × 10 ⁻⁵	

隧道开挖采用控制爆破开挖,每次开挖进深 5 m,单个导坑的开挖施工包含:导坑开挖、导坑周边围岩参数弱化(爆破损伤)、初期支护、施做临时竖撑,临时横撑在②部和⑤部开挖完后分别施做,整个断面开挖完后进行临时支撑的拆除,开挖支护过程如图 6 所示。模型 x 方向、 y 方向和模型底部均

施加固定约束,顶部为自由面,模型整体受竖向自重荷载,如图 7(a)所示。根据杨建华的爆破对岩体参数的弱化规律^[13],并结合前文中计算出的顶板围岩损伤量与损伤范围,对顶板围岩力学参数进行如图 7(b)和表 5 所示的弱化。

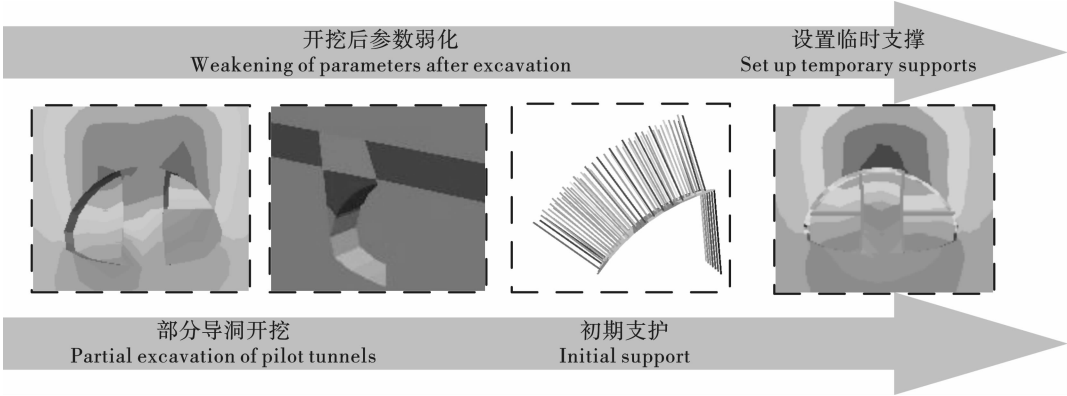


图 6 数值模型开挖支护过程
Fig. 6 Numerical model excavation support process

表 5 不同区域岩体参数赋值
Table 5 Assign rock mass parameters in different regions

区域 zone	密度 Density/(kg·m ⁻³)	弹性模量 Elastic modulus/MPa	泊松比 Poisson's ratio	摩擦角 Friction angle/°	粘聚力 Cohesion/kPa	抗拉强度 Tensile strength/MPa
①	2×10 ³	9.6×10 ⁴	0.23	11.52	24	2.4
②	2.25×10 ³	2.4×10 ⁵	0.23	11.52	48	2.61
③	2.25×10 ³	5×10 ³	0.23	0.24	1	0.054
④	2×10 ³	7.6×10 ⁴	0.23	9.12	19	1.9
⑤	2×10 ³	8×10 ³	0.23	0.96	2	0.2

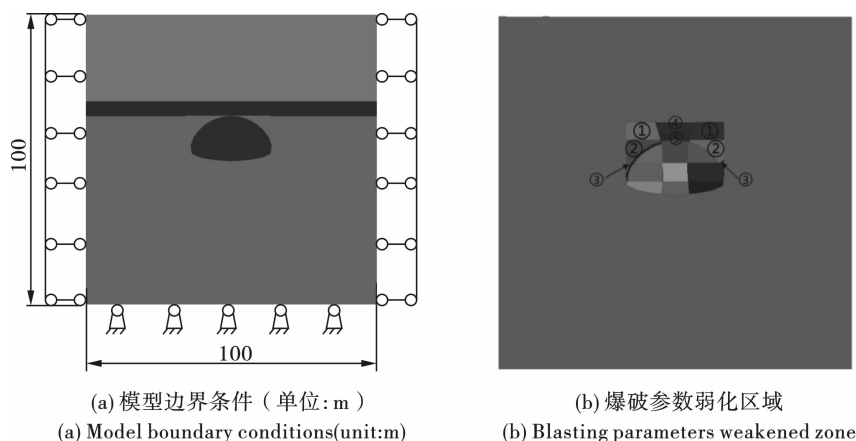


图7 隧道开挖三维数值模型

Fig. 7 Three-dimensional numerical model for tunnel excavation

3.2 原支护方案计算结果分析

图8为5断面边开挖边支护过程中拱顶沉降变化曲线。从图中可以看出,由于每个断面分为九导坑开挖,拱顶沉降曲线整体上呈现出波浪式上升趋势,这种现象主要与爆破开挖的顺序有关。爆破开挖以先左右后中间,从上到下的顺序进行施工,每一导坑的开挖都会造成隧道的沉降增加,最终导致沉降曲线呈现波浪式趋势。在断面1的曲线中,⑦号导坑拱顶开挖对拱顶沉降的影响最大,使拱顶沉降增加了20 mm。相邻的断面1和断面2在开挖过程中相互影响程度较大,断面1的拱顶开挖导致断面2产生了较大的沉降值。同样的断面2的拱顶开挖使断面1的沉降值也增加了10 mm,并且这两个断面受后续开挖的影响仍然较大,最终的拱顶沉降值都超过了60 mm。这种现象产生的主要原因是顶板厚度较薄且受爆破影响围岩较松动,极易造成拱顶下沉。此外,支护方案的不合理导致了随着后续断面的开挖断面1和2的拱顶沉降值产生了较大的增长。从后3个断面的曲线中来看,由于隧道断面顶板较厚,受其他断面开挖影响较小,仅在当前断面拱顶开挖时产生了较大的沉降值,且最大沉降增长幅值不超过8 mm。

图9为隧道开挖过程中5个断面的拱顶沉降与顶板厚度的关系。当隧道顶板厚度为6 m时,拱顶沉降达到62 mm左右,此时隧道的拱顶沉降已经超过了安全储备值。随着顶板厚度的增加,拱顶沉降逐渐减小。当顶板厚度达到7.4 m时,尽管此时隧道的拱顶沉降仍然较大,但随着顶板厚度的增加,拱顶沉降开始大幅减小。结果表明在爆破损伤影响下,顶板厚度极大影响隧道拱顶沉降。本文中爆破开挖对隧道围岩的损伤通过赋予岩体弱化后的参数实现。根据前文研究结果,相同爆破参数条件下岩体的弱化比值一定,然而,不同顶板厚度的隧道围岩

初始值不同,导致爆破损伤后的岩体强度不同。对于顶板较薄的隧道断面,爆破对岩体损伤较大,造成拱顶沉降大幅增加;而顶板较厚的隧道断面,爆破损伤后仍具有较高的承载能力,拱顶沉降较小。

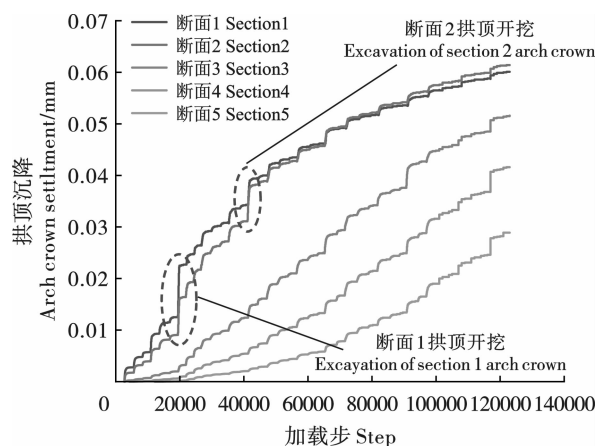


图8 5断面边开挖边支护过程中拱顶沉降变化

Fig. 8 The curve of vault settlement during the excavation and support process of the five sections

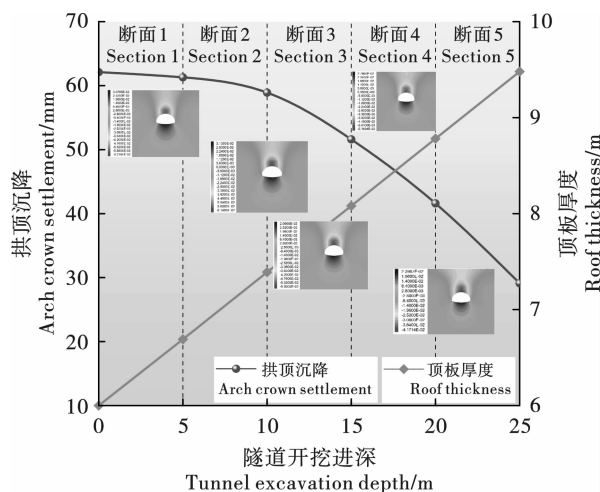


图9 拱顶沉降与顶板厚度的关系

Fig. 9 The relationship between vault settlement and roof thickness

图 10 为初期支护中各支护结构受力云图。各个断面中,拱肩处的锚杆轴向力最大。最大轴向力为 120 kN 左右,随着开挖进深的增大,隧道顶板厚度逐渐增大,拱肩处锚杆的轴向力减小为 50 kN 左右。钢拱架整体受压,其中拱顶处钢拱架的所受的轴向力随着顶板厚度的增大,由 300 kN 减小为约 30 kN。混凝土衬砌在顶板厚度较小处出现应力集

中,随着顶板厚度的增大,拱顶应力集中范围和最大主应力值逐渐减小。支护结构的受力云图与爆破对岩体的损伤程度具有相似的变化规律,随着隧道顶板厚度的增加,岩体受爆破损伤的影响程度降低,同时支护结构的受力逐渐减小。并且断面 1 和 2 之间的支护结构受力大幅减小,体现了爆破对强风化花岗岩和中风化花岗岩损伤程度的变化。

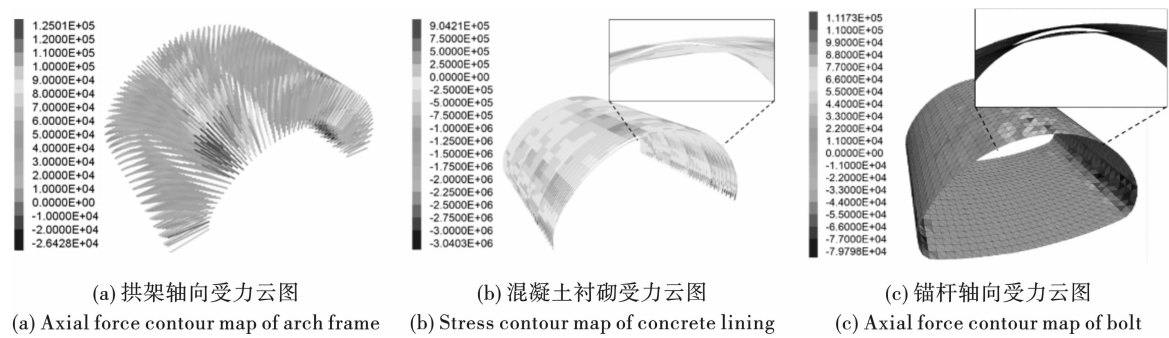


图 10 各支护结构受力云图

Fig. 10 Stress contour map of each supporting structure

3.3 支护方案参数优化设计

针对原支护方案的设计弊端,从衬砌厚度、增加锚索进行支护参数的优化设计。根据上述分析,隧道拱顶的锚杆受力较小且沉降量较大,表明拱顶锚杆的作用并未完全发挥。这与拱肩的锚杆支护效果形成了明显对比。研究表明,锚索在隧道围岩锚固中具有刚度高、锚固范围大和索身长的突出优势^[14-16]。魏传文等在研究隧道岩体冒落机制过程中^[17],发现锚索比锚杆可更有效控制块体滑落且控制冒落范围更大。因此,本文提出采用锚索对薄顶板隧道进行支护,同时考虑到支护成本且拱肩围岩较稳定的情况,仅在隧道断面 1、2 拱顶位置替换为

锚索支护以增强拱顶围岩的稳定性,锚索布置如图 11 所示,力学参数见表 6。

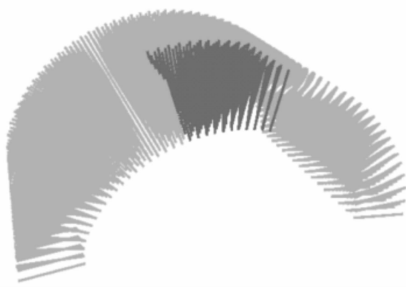


图 11 断面 1、2 拱顶锚索布置情况

Fig. 11 Section 1, 2 vault anchor cable arrangement

表 6 注浆锚索力学参数

Table 6 Mechanical parameters of grouting anchor cable

弹性模量 Elastic modulus/GPa	摩擦角 Friction angle/°	粘聚力 Cohesion/MPa	剪切刚度 Shear stiffness/(MPa·m ⁻¹)	扩散周长 Diffusion perimeter/m
1×10 ³	30	2.8	1.2×10 ³	4.5

将原支护方案中断面 1、2 拱顶处的锚杆替换为锚索的情况下,锚索的轴向力云图如图 12 所示,可以看出,替换锚索后最大轴向力值发生在拱顶部分锚索处,最大拉力约 239 kN,且锚索所受最大轴向力值大于原支护方案中拱肩处锚杆的最大轴向力值,说明拱顶处的锚索很好地发挥了锚固能力,抑制了拱顶处的围岩沉降,断面 1、2 拱顶处更换锚索后,5 个断面的拱顶沉降与顶板厚度的关系如图 13 所示,断面 1、2 处在更换锚索后,相较于原支护方案,

拱顶沉降均减少了 1 cm 左右。

图 10(b)中顶板较薄断面处的混凝土衬砌拱顶部分出现了应力集中现象,这同样是由于顶板围岩的沉降引起的。由 3.2 节中分析结果以及换锚索后的拱顶沉降与原支护拱顶沉降对比表明,拱顶沉降曲线均在顶板厚度约 7.4 m 时曲率突然增大,顶板厚度超过 7.4 m 可以很好地发挥顶板围岩的承载能力,因此增加混凝土衬砌的厚度可以降低应力集中现象。

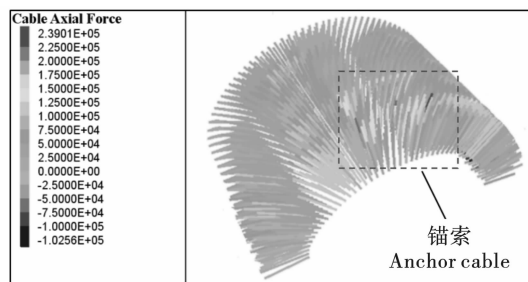


图 12 拱顶更换锚索后锚索/杆轴力云图
Fig. 12 Anchor cable/bolt axial force contour diagram after the vault is replaced

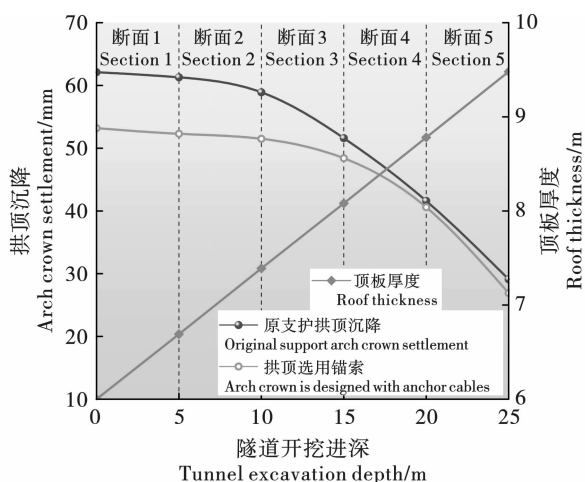


图 13 更换锚索后拱顶沉降与原支护拱顶沉降对比
Fig. 13 Comparison between the settlement of the vault after the replacement of the anchor cable and the settlement of the original supporting vault

为优化适用于不同顶板厚度的支护方案,结合替换锚索后的支护方案的拱顶沉降曲线,基于数值模拟可以通过增大断面 1、2 的第二层喷射混凝土的厚度使其沉降最终控制在 5 cm 以内,由于断面 4、5 处顶板厚度较大,拱顶沉降小,可以选择对断面 4、5 进行单层支护。实际上,断面 1、2 处喷射混凝土厚度越大越能抑制其拱顶沉降,但在实际工程中,过度提高其衬砌厚度会造成资源浪费,由于原支护方案和改用锚索后的支护方案二层混凝土衬砌厚度均为 28 cm,因此,设计了 4 组断面 1、2 不同喷射混凝土厚度的方案,4 组方案中断面 4、5 均拆除第二层钢拱架和混凝土衬砌,具体见表 7。

在拆除断面 4 和断面 5 的第二层钢拱架和混凝土衬砌后,不同断面 1、2 混凝土衬砌厚度下的拱顶沉降曲线及衬砌受力云图分别如图 14、图 15 所示。对于方案 1#,在对断面 1、2 处第二层混凝土衬砌厚度加厚至 40 cm 后,相较于原方案的 28 cm,拱顶处的沉降均有所降低,但未完全处于安全阈值范围内,

且断面 1、2 处拱顶衬砌仍有应力集中现象,由于断面 4 和断面 5 第二层支护的拆除,拱顶沉降增大,但仍在安全范围内;通过分析方案 2#发现,5 个开挖断面的拱顶沉降均在安全阈值范围内,衬砌顶部应力集中现象消失,五个断面衬砌顶部受力大小及范围没有明显差距;方案 3#、4#在进一步加厚混凝土衬砌后,拱顶处衬砌受力未发生应力集中现象,更厚的衬砌厚度可以发挥顶板围岩的承载能力。但从成本方面来考虑,方案 2#为最优二层衬砌厚度方案。相较于隧道 5 个断面施工均采用同一种初期支护方案,优化后的支护方案钢拱架用量节省了约 20%,喷射混凝土用量节省了约 16%,具体见表 1 和表 8。因此,本研究所提出的优化支护方案具有良好的经济效益,该方案同样对缩短施工周期、加快施工进度起到了较好的作用。

表 7 优化混凝土厚度方案

Table 7 Optimize the concrete thickness scheme

组别 Item	断面 1 第二层衬砌厚度 Thickness of the second layer of lining in section 1/cm	断面 2 第二层衬砌厚度 Thickness of the second layer of lining in section 2/cm
1#	40	40
2#	50	40
3#	50	50
4#	60	50

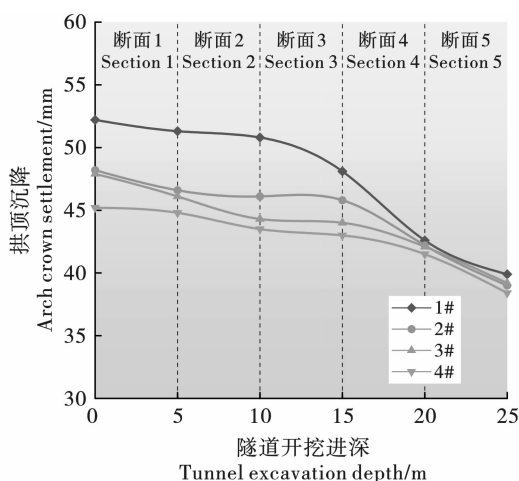


图 14 不同衬砌厚度方案下的拱顶沉降曲线
Fig. 14 Settlement curves of the vault under different lining thickness schemes

4 工程应用

4.1 现场实施

基于数值分析结果,提出了锚杆 + 锚索的双层

支护体系,主要由锚杆、锚索、混凝土衬砌和钢拱架组成的联合支护形式。其中锚杆主要提供支护力,锚索作为锚杆的补充;混凝土衬砌的功能为维护表面、实现支护体系的整体性;钢拱架的作用主要是为喷射混凝土加筋作为安全储备。因此,结合数值模拟和唐山路隧道施工条件,提出了如表 8 所示的薄顶板隧道支护方案。

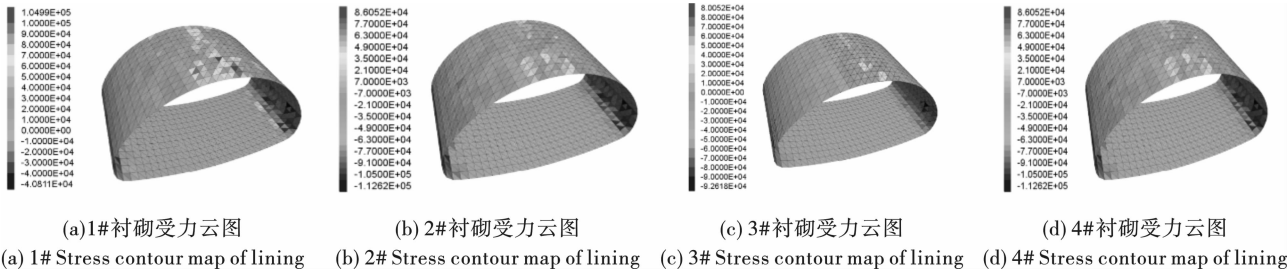


图 15 衬砌受力云图
Fig. 15 Lining stress contour map

表 8 隧道完整支护方案
Table 8 Complete tunnel support scheme

初期支护 Initial support	支护断面 Support section	锚杆/锚索 Bolt/Cable			钢拱架 Steel arch		喷射混凝土 Shotcrete
		直径 Diameter/mm	长度 Length/mm	间距 Internal/(m × m)	型号 Type	间距 Internal/cm	厚度 Thickness/cm
一层 First layer	断面 1 Section 1	25/22	6/6	0.8 × 0.8	I28b	40	35
	断面 2 Section 2	25/22	6/6	0.8 × 0.8	I28b	40	35
	断面 3 Section 3	25/-	6/-	0.8 × 0.8	I28b	40	35
	断面 4 Section 4	25/-	6/-	0.8 × 0.8	I28b	40	35
	断面 5 Section 5	25/-	6/-	0.8 × 0.8	I28b	40	35
二层 Second layer	断面 1 Section 1	25/22	6/6	0.8 × 0.8	I20b	80	50
	断面 2 Section 2	25/22	6/6	0.8 × 0.8	I20b	80	40
	断面 3 Section 3	25/-	6/-	0.8 × 0.8	I20b	80	28
	断面 4 Section 4	25/-	6/-	0.8 × 0.8	-	-	-
	断面 5 Section 5	25/-	6/-	0.8 × 0.8	-	-	-

4.2 监测反馈
对现场 3 个不同的断面进行数据监测,监测项目包括拱顶沉降,左、右拱腰的水平收敛值,具体结果见表统计,3 个不同进深的隧道断面监测结果如图 16 所示。

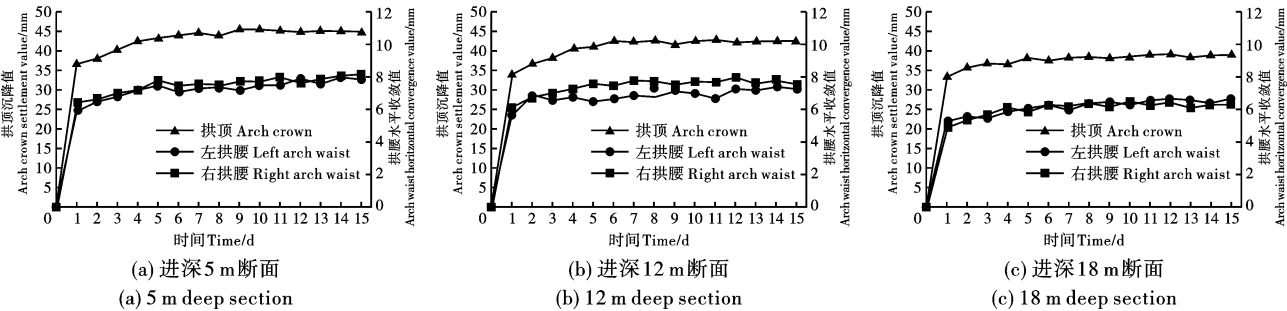


图 16 拱顶沉降、拱腰水平收敛值随监测时间变化
Fig. 16 The horizontal convergence values of vault settlement and arch waist vary with the monitoring time

从图 16 可知,现场监测 3 个不同断面的拱顶沉降值和拱腰收敛值均呈现逐渐升高-上下波动-逐渐

收敛的变化规律,在开始监测后的前 4~5 d 内,拱顶沉降和拱腰收敛随着开挖的进行逐渐增大,在开挖与支护完成后的 3 d 左右内,监测值出现上下波动,随着监测时间的推进,各断面监测值趋于稳定收敛,由现场监测结果可知,监测数据均在规范安全阈值之内,与数值模拟的结果匹配性较高,证实了优化后支护方案的安全可行性。

5 结论

(1)基于爆破振动频率在岩体中的衰减规律,提出了围岩爆破损伤量随爆心距和岩体性质变化的函数关系式,量化了不同导坑爆破对围岩的损伤程度和损伤范围,并得出每导坑开挖对应的隧道顶板弱化后的岩体学参数。

(2)采用 3DEC 发展了多断面九导坑隧道模型的开挖-参数弱化-支护的数值模拟方法。在爆破损伤影响下,顶板厚度极大影响了隧道拱顶沉降量,随着隧道顶板厚度的增加,拱顶沉降值从 62 mm 降至 28 mm;顶板较薄的断面 1 和断面 2 的拱顶开挖使拱顶沉降值增加了 10 mm,并且这两个断面受后续开挖的影响仍然较大,最终的拱顶沉降值都超过了 60 mm;断面 1、2 拱顶处更换锚索后,拱顶锚索最大拉力约 239 kN,拱顶沉降减少了 10 mm 左右。

(3)基于数值模拟的分析结果,确定了爆破损伤下隧道顶板厚度的安全阈值为 7.4 mm。提出了薄顶板隧道断面采用锚杆+锚索的联合支护形式,较厚顶板隧道断面以单层初支为主的支护方案。优化后的支护方案钢拱架用量节省 20%,喷射混凝土用量节省 16%,并将隧道拱顶沉降稳定控制在 45 mm 以内。

(4)本研究将爆破对隧道顶板的损伤等效为岩体参数的弱化,实际工程中爆破会影响岩体裂隙的发育情况,在后续研究中会考虑裂隙的作用进一步优化支护方案,并通过长期监测验证支护方案的有效性。

参考文献 (References)

- [1] 李玉华. 海底隧道过风化槽防突水控制技术[J]. 铁道建筑技术, 2024(7): 113-116.
- [1] LI Yu-hua. Research on control techniques for preventing water inrush in submarine tunnels passing through weathering troughs [J]. Railway Construction Technology, 2024(7): 113-116. (in Chinese)
- [2] 李爱国, 曾剑华, 何爱文, 等. 罗田水库—铁岗水库输水隧洞工程岩体风化特征[J]. 人民长江, 2024, 55(S1): 71-76.
- [2] LI Ai-guo, ZENG Jian-hua, HE Ai-wen, et al. Rock weathering characteristics of the water conveyance tunnel project from Luotian Reservoir to Tiegang Reservoir [J]. Yangtze River, 2024, 55(S1): 71-76. (in Chinese)
- [3] 彭波, 蔡铖, 刘韬. 隧道施工爆破诱发的围岩累积损伤规律研究[J]. 工程建设, 2024, 56(6): 32-38.
- [3] PENG Bo, CAI Cheng, LIU Tao. Study on cumulative damage law of surrounding rock induced by blasting during tunnel construction [J]. Engineering Construction, 2024, 56(6): 32-38. (in Chinese)
- [4] 罗忆, 邓运辰, 林城, 等. 深埋岩溶隧道爆破开挖对围岩损伤及渗流特性的影响[J]. 爆破, 2024, 41(3): 85-94.
- [4] LUO Yi, DENG Yun-chen, LIN Cheng, et al. Influence of blasting excavation of deep karst tunnel on damage and seepage characteristics of surrounding rock mass [J]. Blasting, 2024, 41(3): 85-94. (in Chinese)
- [5] 唐红梅, 周云涛, 廖云平. 地下工程施工爆破围岩损伤分区研究[J]. 振动与冲击, 2015, 34(23): 202-206.
- [5] TANG Hong-mei, ZHOU Yun-tao, LIAO Yun-ping. Damage zone of surrounding rock of underground engineering under construction blasting [J]. Journal of Vibration and Shock, 2015, 34(23): 202-206. (in Chinese)
- [6] 吴志超, 龚敏, 仇安兵, 等. 硬岩地下洞室工程爆破振动与围岩损伤范围相关性研究[J]. 爆破, 2023, 40(1): 160-169.
- [6] WU Zhi-chao, GONG Min, CHOU An-bing, et al. Correlation study between blasting vibration and surrounding rock damage range of hard rock underground cavern engineering [J]. Blasting, 2023, 40(1): 160-169. (in Chinese)
- [7] 徐钟, 邓辉, 卢平, 等. 钻爆施工隧道围岩爆破损伤累积效应研究[J]. 水利水电技术, 2018, 49(2): 70-76.
- [7] XU Zhong, DENG Hui, LU Ping, et al. Study on cumulative blasting damage effect on surrounding rock of tunnel excavated with drilling-blasting method [J]. Water Resources and Hydropower Engineering, 2018, 49(2): 70-76. (in Chinese)
- [8] 李沿宗, 尤显明, 赵爽. 极高地应力软岩隧道贯通段变形控制方案研究——以兰渝铁路木寨岭隧道为例[J]. 隧道建设, 2017, 37(9): 1146-1152.
- [8] LI Yan-zong, YOU Xian-ming, ZHAO Shuang. Study of deformation control scheme of breakthrough section of soft rock muzhailing tunnel on Lanzhou-Chongqing railway with extremely high ground stress [J]. Tunnel Construction, 2017, 37(9): 1146-1152.

- [9] 韩根,廖沛源,陈子依,等. 高速公路隧道支洞单层衬砌支护参数优化设计[J]. 现代隧道技术, 2024, 61(S1):909-918.
- [9] HAN Gen, LIAO Pei-yuan, CHEN Zi-yi, et al. Optimization design of support parameters for single-layer lining in branch tunnels of highway tunnels[J]. Modern Tunnelling Technology, 2024, 61(S1):909-918. (in Chinese)
- [10] 吉东亮,高新强,董北毅,等. 动载作用下复合岩体力学失稳机制与损伤本构模型研究[J]. 振动与冲击, 2024, 43(19):103-116.
- [10] JI Dong-liang, GAO Xin-qiang, DONG Bei-yi, et al. Instability mechanism and damage constitutive model of composite rock mechanics under dynamic load[J]. Journal Of Vibration and Shock, 2024, 43(19):103-116. (in Chinese)
- [11] 汪志国. 深埋洞室掘进爆破振动传播特性研究[D]. 沈阳:东北大学, 2015.
- [11] WANG Zhi-guo. Study on vibration propagation characteristics of deep cavern excavation and blasting[D]. Shenyang:Northeastern University, 2015. (in Chinese)
- [12] 洪陈超. 循环爆破荷载作用下隧道围岩振动衰减规律及累积损伤效应研究[D]. 阜新:辽宁工程技术大学, 2017.
- [12] HONG Chen-chao. Research on the vibration attenuation law of tunnel surrounding rock under cyclic blasting load and the cumulative damage effect[D]. Fuxin:Liaoning University of Engineering and Technology, 2017. (in Chinese)
- [13] 杨建华,代金豪,姚池,等. 岩石高边坡爆破开挖损伤区岩体力学参数弱化规律研究[J]. 岩土工程学报, 2020, 42(5):968-975.
- [13] YANG Jian-hua, DAI Jin-hao, YAO Chi, et al. Weakening laws of rock mass properties in blasting excavation damage zone of high rock slopes[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2020, 42(5):968-975. (in Chinese)
- [14] 张聪. 多裂隙煤体巷道强化控制高效锚固支护技术研究[J]. 陕西煤炭, 2025, 44(2):41-45.
- [14] ZHANG Cong. Enhanced control and efficient anchoring support technology for multi crack coal roadway[J]. Shaanxi Coal, 2025, 44(2):41-45. (in Chinese)
- [15] 马念杰,马海燕,王银伟,等. 深部大变形巷道支护原理与柔性锚索支护技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(5):957-964.
- [15] MA Nian-jie, MA Hai-yan, WANG Yin-wei, et al. Support principle and flexible cable support technology of deep large deformation roadway[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2023, 40(5):957-964. (in Chinese)
- [16] LEI Xiao-tian, TAO Zhi-gang, LIU Ke-yuan, et al. Deformation mechanism of rock mass and prestressed anchor cable support technology of Haidong soft rock tunnel[J]. Journal of Mountain Science, 2024, 21(5):4299-4322.
- [17] 魏传文,王相龙,杨旭旭,等. 薄层状岩体隧道冒顶机制及支护方案优化研究[J]. 现代隧道技术, 2024, 61(1):252-259.
- [17] WEI Chuan-wen, WANG Xiang-long, YANG Xu-xu, et al. Study on roof caving mechanism and support scheme optimization of tunnels in thin-bedded rock mass[J]. Modern Tunnelling Technology, 2024, 61(1):252-259. (in Chinese)

(上接第41页)

- [28] 王小飞,胡少斌,王恩元. 超临界 CO₂ 热冲击破岩技术:致裂原理与振动安全研究[J]. 土木工程学报, 2023, 56(8):118-130. DOI: 10.15951/j.tmgcxb.23010044.
- [28] WANG Xiao-fei, HU Shao-bin, WANG En-yuan. Super-critical CO₂ thermal shock rock breaking technology: fracture principle and vibration safety[J]. China Civil Engineering Journal, 2023, 56(8):118-130. DOI: 10.15951/j.tmgcxb.23010044. (in Chinese)
- [29] 陈寿峰,薛士文,高伟伟,等. 岩石聚能爆破试验与数值模拟研究[J]. 爆破, 2012, 29(4):14-18, 75.
- [29] CHEN Shou-feng, XUE Shi-wen, GAO Wei-wei, et al. Experimental and numerical simulation study on rock cumulative blasting[J]. Blasting, 2012, 29(4):14-18, 75. (in Chinese)