

软岩巷道可缓冲渐变式双强壳体支护原理及实践

贾宏俊^{1,2}, 王 辉²

(1. 山东科技大学 山东省土木工程防灾减灾重点实验室, 山东 青岛, 266590; 2. 山东科技大学 资源与土木工程系, 山东 泰安 271000)

摘 要: 深部软岩巷道承受高地应力作用, 导致围岩产生流变大变形是影响其安全稳定的重要因素。以阳煤一矿西大巷工程为例, 分析软弱围岩变形破坏机制; 建立能够反映工程地质状况及初始设计方案的有限元模型, 以现场监测变形数据和钻孔窥视围岩变形破坏深度为基础, 反演获取围岩力学参数和蠕变参数。提出适合软弱流变岩体的可缓冲渐变式双强壳体支护方法, 即根据围岩破坏情况进行分层注浆加固, 并在最外部架设可缩性 U 型钢支架, 形成可变形缓冲层。建立新型支护方案的有限元模型, 利用围岩反演参数预测围岩变形情况, 并通过与现场监测数据对比分析, 验证了所提支护方案的有效性。

关 键 词: 深部软岩巷道; 变形破坏机制; 数值模拟; 新型支护方案

中图分类号: TD 353

文献标识码: A

文章编号: 1000—7598 (2015) 04—1119—08

Principle and application of the double cacheable and gradually deformable supporting shells for soft rock tunneling

JIA Hong-jun^{1,2}, WANG Hui²

(1. Shandong Provincial Key Laboratory of Civil Engineering Disaster Prevention and Mitigation, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590, China; 2. Department of Resources and Civil Engineering, Shandong University of Science and Technology, Tai'an, Shandong 271000, China)

Abstract: The large rheological deformation of surrounding rock caused by the high ground stress is an important factor that affects the safety and stability of deep soft roadways. Deformation and failure mechanism of weak surrounding rock at the west roadway of Coal Mine of Yangquan Coal Mining Group No.1 are analysed. A finite element model is developed which can address the local geological conditions and the initial design scheme. Based on the field monitoring deformation data and rock borehole results, the mechanical parameters and creep parameters of the surrounding rock are obtained through a back analysis. A new support scheme, which consists of double cacheable and gradually variable supporting shells, is proposed for deep soft-rock tunnelling. The scheme is implemented through hierarchically grouting reinforcement according to the damage condition of the surrounding rock and setting up a U-steel support in the external area to form deformable buffer layer. Finite element method for simulating the new support scheme is developed. Using the parameters obtained from the back analysis, deformation of surrounding rock is predicted. By comparing the numerical results with the field monitoring data, the effectiveness of the new support scheme is verified.

Keywords: deep soft roadways; deformation and failure mechanism; numerical simulation; new support scheme Analysized

1 引 言

我国经济建设的迅速发展对能源需求的不断增加, 使得国内煤矿相继进入深部开采, 巷道埋深逐年增加^[1]。由于深部岩体地质情况的复杂性, 目前, 深部巷道较多地出现了稳定性问题, 尤其是深部软岩巷道中, 高应力作用下围岩流变大变形导致失稳破坏现象严重, 巷道维护十分困难, 直接影响到煤矿巷道的正常运营^[2]。针对深部软岩巷道稳定性研

究问题, 国内外学者利用理论分析、试验研究、数值模拟等手段, 在围岩破坏机制、支护技术等方面开展了大量研究工作^[3-13], 解决了众多工程实际问题。然而, 深部软岩巷道由于其所处地质环境的差异性和复杂性, 其支护仍然面临新的难题^[2], 为此, 进一步开展深部软岩巷道围岩变形破坏机制并针对性地提出有效的控制技术, 具有重要工程应用价值。

本文在已有研究成果的基础上, 综合现场实测和数值模拟等手段, 对阳煤一矿西大巷工程围岩变

收稿日期: 2014-05-19

基金项目: 国家自然科学基金(No. 51409154, No. 51279096); 山东省土木工程防灾减灾重点实验室开放课题基金 (No. CDPM2014KF04)。

第一作者简介: 贾宏俊, 男, 1969 年生, 博士, 副教授, 主要从事岩土工程方面的研究工作。E-mail: hongjunjia@126.com

通讯作者: 王辉, 男, 1982 年生, 博士, 副教授, 主要从事岩土及地下工程方面的研究工作。E-mail: wanghui2004315@163.com

形破坏机制进行研究,在分析原有支护系统的基础上,提出了合理的支护方案,并通过现场实测,验证了方法的合理性。

2 工程概况

阳煤一矿西大巷开掘于 15[#]煤顶板岩层中,该大巷在距井底约 2 500~3 000 m 范围由于穿过岩层多为泥岩,岩层较软。该巷道断面为半圆拱形,净宽为 4 400 mm,净高为 6 800 mm。选取了+669 m 西大巷绕道里外口之间段进行研究,巷道所在岩层位置如图 1 所示。附近位置无采区,不受工作面采动影响。

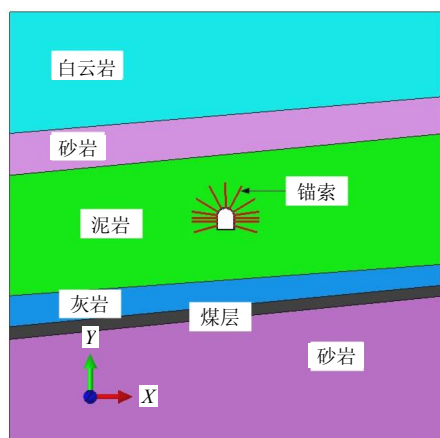


图 1 巷道围岩分布状况

Fig.1 Distribution of surrounding rocks of roadway

巷道采用锚喷支护,混凝土厚度为 300 mm。巷道掘进初期,锚索支护参数为 $\phi 22$ mm $\times$ 7 300 mm,间排距分别为 700 mm $\times$ 700 mm。在前期施工中,巷道围岩变形非常大,经多次返修围岩变形仍无法得到有效控制,严重影响巷道的正常使用。

3 深部软岩巷道围岩变形破坏规律

3.1 围岩变形破坏特点

(1) 变形量大。根据现场调查结果, +669 m 西大巷巷道整体收敛变形很大,收缩率达到断面尺寸的 20%~60%。锚网喷支护巷道在建成后 2 个月内,最大两帮收敛变形达 1.7 m 以上,拱顶沉降达到 1.0 m。

(2) 巷道围岩变形表现为时效性,围岩变形持续时间长。巷道返修后围岩稳定时间大约 2 个月左右,一旦破坏不及时补强,就会导致巷道的跨落报废。根据现场位移监测数据,围岩变形具有典型的流变性,大致可以分为剧烈变形、缓慢变形和稳定变形 3 个阶段。现场监测位移值如图 2 所示。巷道围岩破坏情况如图 3 所示。

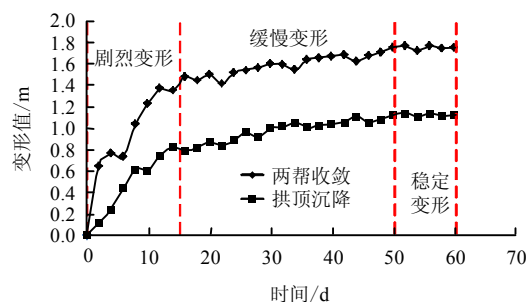


图 2 现场监测位移值与时间关系

Fig.2 In-situ measured displacements vs. time



(a) 巷道两帮破坏情况



(b) 巷道顶板破坏情况

图 3 巷道围岩破坏形式

Fig.3 Surrounding rock failure patterns of roadway

3.2 围岩破坏深度

巷道开挖后,围岩破碎区、塑性区大小是支护设计的重要依据^[14],通过声波法测试和钻孔窥视技术,确定了破碎区、塑性区岩层的厚度。

声波法测试采用 ZBL-U510 超声检测仪,在两帮和顶板位置设置测点,通过对破碎岩体声波参数的测试,对破碎岩体的力学性质变化进行分析,判断巷道围岩塑性破坏情况。声波法测试结果如图 4、5 所示。根据测试结果分析可知,在两帮处,围岩厚度超过 5 m 后,波速值增幅较大,且逐渐保持恒定,判断两帮松动圈范围为 5.0~5.5 m;在顶板处,围岩厚度超过 6 m 后,波速值增幅较大,且逐渐保持恒定,判断顶板位置松动圈的范围为 6.0~6.5 m。

现场试验段深部围岩测试采用北京朗仕特科技发展有限公司提供的 YS (B)型钻孔窥视仪,钻孔

方位与巷道垂直, 钻头直径为 42 mm, 孔深在 6~8 m。测孔布置如图 6 所示。通过围岩钻孔窥视, 获取不同深度围岩变形破坏情况, 如图 7 所示。由图可以看出, 在 0~3.5 m 范围内, 围岩较松散破碎, 裂隙发育明显; 在 3.5~6.5 m 范围内, 岩体裂隙逐渐减少; 当深度超过 6.5 m, 围岩较完整。

结合声波法和钻孔窥视测试结果, 确定围岩破碎区在 0~3.5 m 范围内, 塑性区在 3.5~6.5 m 范围内, 即围岩的松动圈深度为 6.5 m。



图4 两帮松动圈声波法测试结果

Fig.4 Measured wave velocity of rocks in lateral cracked circular zone

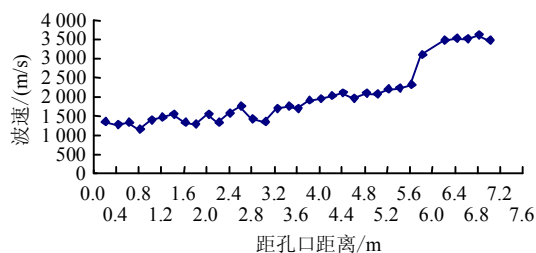


图5 顶板松动圈声波法测试结果

Fig.5 Measured wave velocity of rocks in the top cracked circular zone

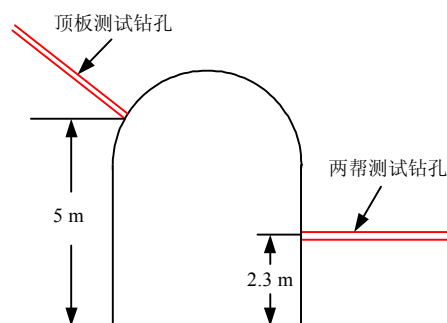


图6 测孔布置

Fig.6 Locations of monitoring holes

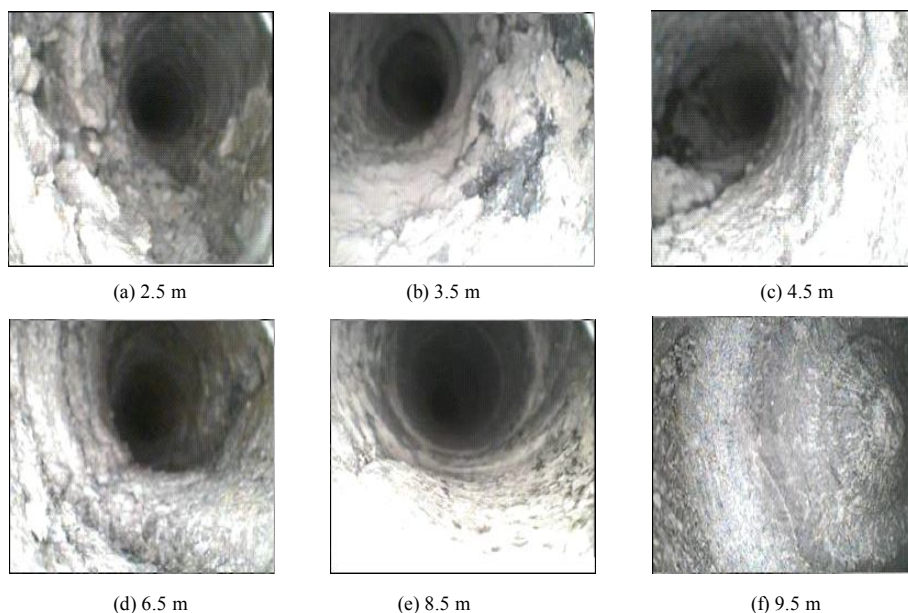


图7 原支护方案巷道不同深度围岩裂隙发育状况

Fig.7 Crack development in the surrounding rock at different depths for original support scheme

4 围岩力学参数反演

4.1 数值模型

数值计算模型的建立考虑巷道围岩岩层的分布, 采用平面应变单元进行分析。

围岩的屈服破坏服从Drucker-Prager屈服准则, 即

$$F = \alpha I_1 + \sqrt{J_2} + k \quad (1)$$

式中: α 、 k 为与岩石的凝聚力 c 和内摩擦角 φ 有关的常数; I_1 、 J_2 分别为应力张量的第 1 不变量和应力偏量第 2 不变量。

围岩的流变特性采用经验蠕变应变公式进行模拟, 其表达式为

$$\varepsilon_c^i = P_1 \sigma_i^{P_2} t^{P_3} \quad (2)$$

式中: ε_c^i 为 i 方向的蠕变应变; P_1 、 P_2 、 P_3 分别为待定参数; σ_i 为 i 方向的偏应力; t 为时间。

由于实际工程问题中,考虑岩体屈服破坏和蠕变耦合作用的函数形式往往较为复杂,本文将经验蠕变应变公式编入 Abaqus 提供的 Creep 子程序中,与 Drucker-Prager 屈服准则相结合进行计算,描述围岩体的屈服破坏和蠕变变形。

有限元模型选取巷道+669 m 断面,根据阳煤一矿的地质资料,此处地表标高约为 1 245 m,埋深约为 575 m。根据巷道断面尺寸,建立有限元模型选取范围为:以巷道底板作为标准线 1,上、下各取 60 m,以巷道底板中心点的垂线作为标准线 2,左、右各取 60 m。模型两侧施加水平方向约束,底部边界施加竖直方向约束。有限元计算模型如图 8 所示。根据现场地应力监测数据,在模型上表面施加 11.25 MPa 的压应力,计算过程模型整体施加自重压力。数值模拟过程与初始设计方案一致,即巷道开挖后直接施加锚索和衬砌支护,然后计算流变作用下围岩的变形破坏情况。衬砌的厚度为 0.30 m,锚索的力学性质采用梁单元模拟。

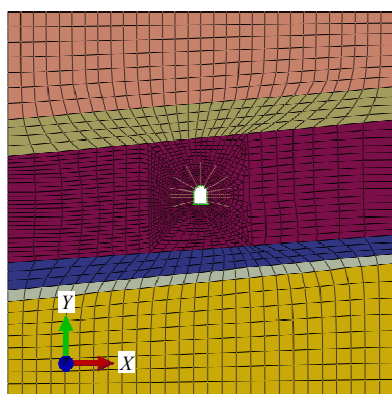


图 8 有限元计算模型
Fig.8 Finite element model

4.2 反演方法

以现场监测围岩变形和松动圈探测深度为依据,反演分析围岩力学参数和蠕变模型系数。本文反演参数表示为

$$X = [E, \nu, c, \varphi, P_1, P_2, P_3] \quad (3)$$

式中: E 为弹性模量; ν 为泊松比。

基于现场监测数据,将两帮收敛、拱顶沉降和松动圈探测深度表示为

$$G^* = \{g_1^*, g_2^*, g_3^*\} \quad (4)$$

式中: g_1^* 、 g_2^* 、 g_3^* 分别为两帮收敛、拱顶沉降和松动圈探测深度的现场监测值。

在数值模拟巷道开挖支护中,两帮收敛、拱顶沉降和松动圈计算深度 (G) 是围岩力学参数 (X)

的函数,表示为

$$G = f(E, \nu, c, \varphi, P_1, P_2, P_3) \quad (5)$$

给定一组待求参数 X , 即可通过数值计算得到两帮收敛、拱顶沉降和松动圈计算深度, 即

$$G = \{g_1, g_2, g_3\} \quad (6)$$

式中: g_1 、 g_2 、 g_3 分别为两帮收敛、拱顶沉降和松动圈探测深度的数值计算值。

通过岩体力学试验、工程地质勘察报告及相关规范确定待反演参数的取值范围, 计算各项参数不同组合情况下巷道围岩的两帮收敛、拱顶沉降和松动圈深度值, 使其与现场监测值的差的绝对值之和最小。其表达式为

$$\Phi(X) = \sum_{i=1}^3 |g_i - g_i^*| \quad (7)$$

通过数值模拟, 得到的一组围岩力学参数和蠕变模型系数使 Φ 取得极小值时, 认为得到的参数趋于现场围岩的力学参数。

根据以上思路, 应用 Matlab 语言编制基于遗传算法的最优化分析程序, 与 Abaqus 有限元算法相结合, 实现对阳煤一矿西大巷围岩力学参数的反分析研究。

4.3 计算结果分析

根据现场工程勘察资料和岩体力学试验报告, 确定围岩力学参数取值见表 1。

表 1 围岩和支护结构力学参数
Table 1 Mechanical parameters of surrounding rocks and supporting structures of tunnel

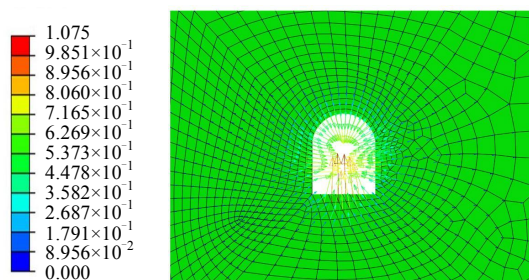
名称	密度 /(g/cm ³)	弹性模量 /GPa	泊松比	凝聚力 /MPa	内摩擦角 /(°)
白云岩	2.66	5.63	0.28	5.60	42
砂岩	2.52	8.32	0.23	7.38	39
泥岩	2.75	0.91	0.16	2.02	36
石灰岩	2.67	3.32	0.22	4.38	40
煤	1.30	0.59	0.14	1.65	26
衬砌	2.80	42.00	0.18	36.00	58
锚索	7.80	105.00	0.20		

阳煤一矿+669 m 西大巷开挖支护后 60 d, 围岩变形趋于稳定。因此, 以 60 d 时的监测数据作为反演参数的目标函数, 根据现场围岩变形及围岩破坏深度监测数据, 确定两帮收敛变形为 1.7 m, 拱顶沉降为 1.0 m, 围岩破坏深度为 6.5 m。考虑+669 m 西大巷穿越流变特性较强且厚度较大的泥岩层, 影响巷道稳定的主要因素是泥岩的力学参数及流变参数, 因此, 本文以此作为主要分析对象开展研究。

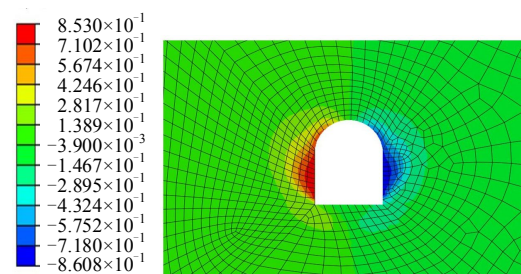
利用本文提出的反演方法, 根据现场监测两帮收敛、拱顶沉降和松动圈深度值对围岩力学参数和蠕变参数进行反分析。利用反演程序调用 Abaqus 进行有限元程序计算 231 次, 计算总目标函数值趋于一致。最终, 有限元模型计算结果为: 两帮收敛变形为 1.714 m, 拱顶沉降为 1.018 m, 围岩破坏平均深度为 6.756 m。通过对比, 围岩变形及其破坏深度数值计算值与现场监测数据基本一致。说明反演得出的围岩力学和蠕变参数与现场围岩参数较吻合。泥岩力学参数和蠕变模型系数的初始值及反演结果如表 2 所示。图 9、10 分别为反演参数下围岩变形云图和围岩塑性区分布云图。

表 2 待反演参数初始值及反演结果
Table 2 Parameters setting to be optimized and optimal results

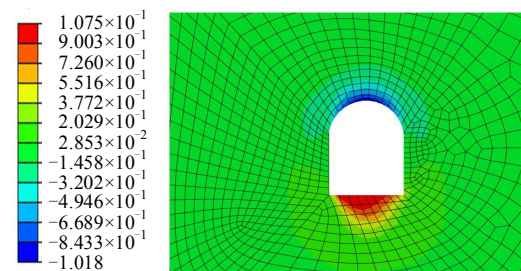
围岩参数 类型	弹性模量 E/GPa	泊松比 ν	粘聚力 c/MPa	内摩擦角 $\varphi/(\text{°})$	蠕变参数		
					$P_1/10^{-6}$	P_2	P_3
初始值	0.91	0.16	2.02	36.00	6.20	1.26	0.17
反演结果	0.82	0.18	1.73	34.15	7.43	1.38	0.15



(a) 位移矢量图



(b) 水平变形云图



(c) 垂直变形云图

图 9 反分析计算结束时围岩变形图 (单位: m)

Fig.9 Deformation contours of surrounding rock after back analysis (unit: m)

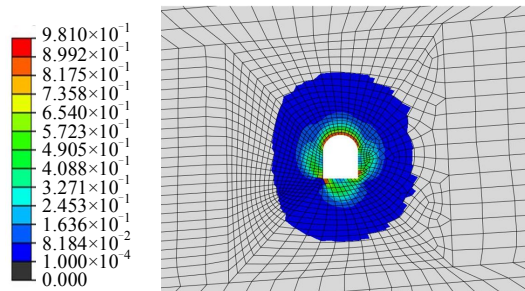


图 10 反分析计算结束时围岩塑性区分布云图

Fig.10 Plastic zone of surrounding rock after back analysis

5 深部软岩巷道支护对策

巷道一旦开挖, 表层围岩瞬时破坏, 但此时一定深度的围岩尚未破坏。随着时间的推移, 深部软弱围岩在高应力作用下, 由于其流变效应导致变形破坏向深部发展。巷道围岩的破坏并不是从外到内完全破坏, 而是在巷道一定范围内呈现与围岩不一致的破坏形态, 自外向内依次是松散破坏区、不完全破坏区、完整区。巷道围岩破坏形态如图 11 所示。

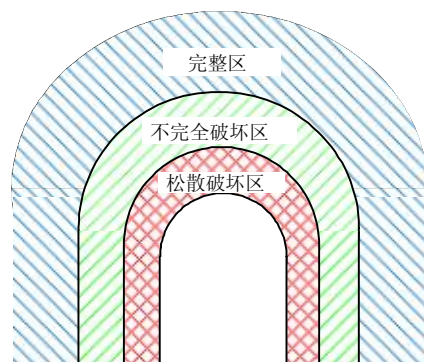


图 11 巷道围岩破坏形态

Fig.11 Failure mode of the surrounding rocks

5.1 围岩稳定控制技术

针对深部软岩巷道破坏程度不同且具有明显的流变变形效应, 提出分区域支护的可缓冲渐变式双强壳体支护治理新思路。

对浅部 0~3.5 m 范围内松散破坏区围岩, 注水泥-水玻璃加固, 形成第 1 道强壳体, 该壳体一方面提高围岩的自承能力; 另一方面封闭浅部围岩中的裂隙通道, 为深部围岩的高压注浆提供条件。

对 3.5~6.5 m 范围内深部裂隙较小的不完全破坏区围岩, 高压注入化学浆加固, 连同锚索形成外部第 2 道强壳体, 该壳体将完整区围岩与破碎注浆区围岩连接, 达到提高整体围岩承载能力的作用。

在第 1 道强壳体表面,架设可缩性 U 型钢支架,并在 U 型支架的背部垫 1~3 层木背板,形成可缓冲卸压支护层,一方面可对巷道围岩提供一定支护力,另一方面承载部分流变压力。

针对松散破坏区围岩、不完全破坏区围岩分布采用 $\phi 22 \text{ mm} \times 4\ 000 \text{ mm}$ 和 $\phi 22 \text{ mm} \times 7\ 000 \text{ mm}$ 注浆锚索,其间排距均为 $1 \text{ m} \times 1 \text{ m}$ 、 $1 \text{ m} \times 1 \text{ m}$ 。底板锚索采用 $\phi 17.8 \text{ mm} \times 12\ 000 \text{ mm}$,其间排距为 $1.5 \text{ m} \times 1.5 \text{ m}$,施加预应力 120 kN 。巷道开挖支护 3 个月后,待围岩变形稳定,浇筑厚度 0.5 m 的混凝土。巷道支护断面如图 12 所示。

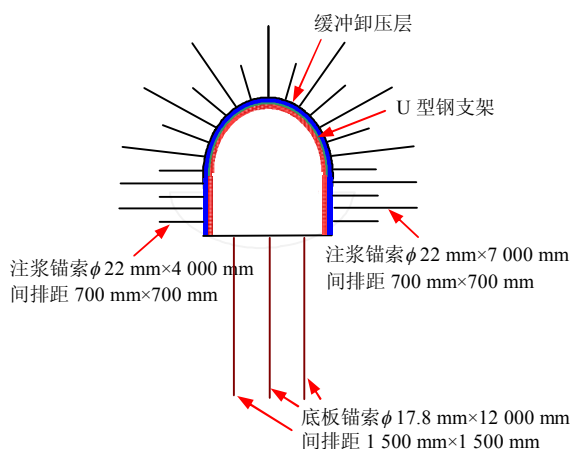


图 12 深部软岩巷道合理支护型式
Fig.12 Reasonable support scheme for deep soft-rock tunnel

5.2 新型支护方案数值模拟研究

针对本文提出的可缓冲渐变式双强壳体支护的深部软岩巷道支护方法,应用 Abaqus 软件对新型支护方案进行数值仿真,对其有效性进行研究。围岩力学参数见表 1、2。注浆加固圈的支护作用的模拟通过提高该区域材料力学参数来实现。研究发现,围岩在进行注浆加固以后,其弹性模量一般的都能提高 30%以上,凝聚力和内摩擦角都能提高 20%~30%^[15]。根据现场具体情况分析,确定数值计算注浆加固区参数见表 3。

U 型可缩性金属支架采用 beam 单元模拟,其与围岩体允许拉剪破坏而产生裂隙和滑移,通过设置 beam 单元接触面的凝聚力来模拟支架与围岩的可缩特性。设置最大凝聚力为 200 kN ,即计算过程中 U 型钢支架与围岩间凝聚力超过 200 kN 时,U 型钢支架发生缩动变形^[16]。U 型可缩性金属支架弹性模量为 200 GPa ,泊松比为 0.3 。

表 3 注浆加固区基本力学参数
Table 3 Mechanical parameters of grouting reinforced region

密度 /(g/cm ³)	弹性模量 /GPa	泊松比	凝聚力 /MPa	内摩擦角 /(°)
2.85	1.20	0.22	2.60	44

本文对新型支护方案进行数值仿真过程共分为 4 步:①初始地应力平衡;②巷道开挖及围岩注浆支护;③根据现场施工进度,待围岩稳定 30 d 后,施工 U 型钢可压缩支架及可缓冲卸压支护层;④根据现场监测数据,分析巷道使用 150 d 后的变形结果。有限元计算模型如图 13 所示。

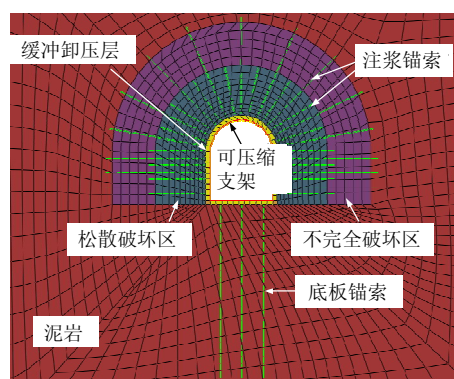


图 13 有限元计算模型
Fig.13 Finite element calculating model

图 14 为新型支护方案下围岩变形及塑性区分布数值计算结果。当巷道使用 150 d 后,两帮收敛变形约为 100 mm ,顶底板的相对位移量约为 120 mm 。通过水平、垂直变形云图与初始设计方案数值模拟比较(如图 9 所示),变形最大值未出现在巷道边墙、拱顶或底板处,而是在围岩深部注浆层与泥岩交接处附近,且变形量较初始设计方案有大幅减小。同时,新型支护方案下围岩塑性区面积及深度较初始设计方案的计算结果也有明显减小。

数值模拟结果表明,注浆加固圈和 U 型钢可压缩支架对巷道起到了良好的保护作用,对于控制围岩变形、降低围岩松动区范围效果明显。

5.3 围岩稳定性控制效果分析

阳煤一矿+669 m 西大巷在整修前,巷道变形严重,影响了巷道的正常使用,且严重威胁工作人员的人身安全。利用可缓冲渐变式双强壳体支护的新型支护方案,增加了围岩整体的稳定性,巷道断面变形得到有效控制。通过巷道运营近 5 个月的监测可知:顶底板的最大移近量为 132 mm ,两帮最大移近量为 98 mm ,且巷道后期变形有逐渐减小的趋势。现场监测数据与数值模拟预测结果吻合较好。

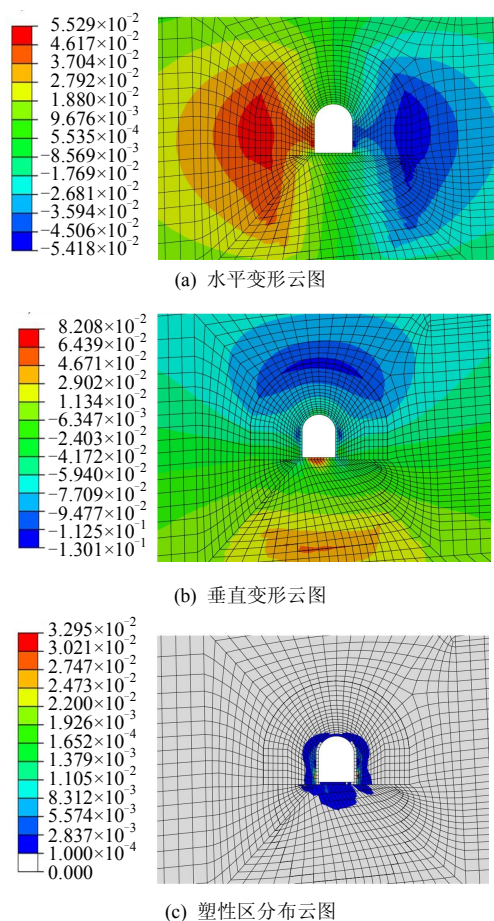


图 14 新型支护方案下数值模拟结果 (单位: m)

Fig.14 Numerical simulations of the new support scheme (unit: m)

图 15 为新型支护方案的现场支护效果, 现场监测的巷道整体轮廓形状、尺寸基本没有变化, 支架梁、腿没有出现弯曲、凸起迹象, 底鼓变形量减小, 未出现明显的后期流变现象, 巷道围岩处于稳定状态, 工业试验后巷道断面收敛变形控制在 3% 以内。表明新型支护方案能够满足深部软岩巷道稳定性控制的要求。

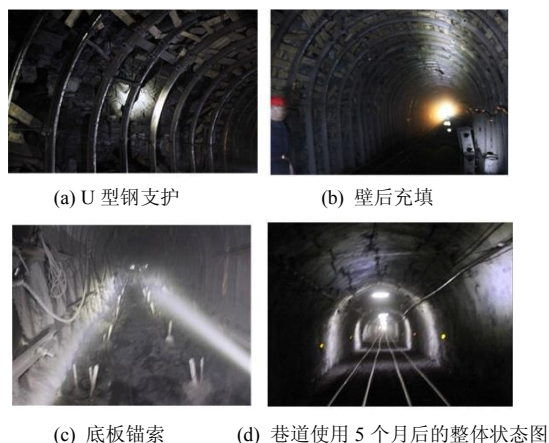


图 15 新型支护方案的现场效果图

Fig.15 Field-effect pictures of the new support scheme

6 结 论

(1) 分析了深部软岩巷道围岩变形破坏特性, 以现场监测变形数据和钻孔窥视围岩变形破坏深度为基础, 建立初始设计方案下有限元计算模型, 对围岩力学参数和蠕变参数进行反演研究。

(2) 在分析深部软岩巷道围岩变形破坏特征的基础上, 提出可缓冲渐变式双强壳体支护的新型支护方案: 对浅部 0~3.5 m 范围内松散破坏区围岩, 采用注水泥-水玻璃浆液加固围岩, 形成承载第 1 道强壳体; 对 3.5~6.5 m 范围内深部裂隙较小的不完全破坏区围岩, 采用高压注入化学浆加固围岩, 连同锚索支护体系形成第 2 道强壳体; 在第 1 道强壳体外部, 架设可缩性 U 型钢支架, 形成可变形缓冲层。

(3) 根据反演得到的围岩力学参数和蠕变参数, 对新型支护方案进行数值模拟研究, 计算结果表明: 注浆加固圈和 U 型钢可压缩支架对巷道起到了良好的保护作用, 对于控制围岩变形, 降低围岩松动区范围效果明显。

(4) 将新型支护方案应用于现场施工, 通过巷道运营 5 个月后围岩变形监测数据表明, 巷道整体轮廓形状、尺寸没有明显变化, 底鼓变形量减小, 且未出现明显的后期流变现象。同时, 现场监测数据与数值模拟预测结果具有较好的一致性。新型支护方案能够满足深部软岩巷道稳定性控制要求, 对类似工程的施工具有一定的指导意义。

参 考 文 献

- [1] 袁亮. 深井巷道围岩控制理论及淮南矿区工程实践[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2006: 20—21.
- [2] 牛双建, 靖洪文, 张忠宇, 等. 深部软岩巷道围岩稳定控制技术及应用[J]. 煤炭学报, 2011, 36(6): 914—920.
NIU Shuang-jian, JING Hong-wen, ZHANG Zhong-yu, et al. Study on control technology of surrounding rocks in deep soft roadway and its application[J]. *Journal of China Coal Society*, 2011, 36(6): 914—920.
- [3] 康红普, 司林坡, 苏波. 煤岩体钻孔结构观测方法及应用[J]. 煤炭学报, 2010, 35(12): 1949—1957.
KANG Hong-pu, SI Lin-po, SU Bo. Borehole observation methods in coal and rock mass and their applications[J]. *Journal of China Coal Society*, 2010, 35(12): 1949—1957.
- [4] 王卫军, 彭刚, 黄俊. 高应力极软破碎岩层巷道高强度

- 耦合支护技术研究[J]. 煤炭学报, 2011, 22(2): 223—229.
- WANG Wei-jun, PENG Gang, HUANG Jun. Research on high-strength coupling support technology of high stress extremely soft rock roadway[J]. **Journal of China Coal Society**, 2011, 22(2): 223—229.
- [5] 孙淑娟, 王琳, 张敦福, 等. 深部巷道开挖过程中围岩体的时程响应分析[J]. 煤炭学报, 2011, 36(5): 738—747.
- SUN Shu-juan, WANG Lin, ZHANG Dun-fu, et al. Time-history response analysis of surrounding rock mass in process of excavating deep tunnel[J]. **Journal of China Coal Society**, 2011, 36(5): 738—747.
- [6] 王辉, 陈卫忠, 陈培帅, 等. 浅埋大跨小净距隧道断面形态及合理间距的优化研究[J]. 岩土力学, 2011, 32(增刊 2): 641—646.
- WANG Hui, CHEN Wei-zhong, CHEN Pei-shuai, et al. Study of section morphology and reasonable distance optimization of large-span twin tunnels with small clear spacing in shallow rock mass[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2011, 32(Supp. 2): 641—646.
- [7] 王其胜, 李夕兵, 李地元. 深井软岩巷道围岩变形特征及支护参数的确定[J]. 煤炭学报, 2008, 33(4): 364—367.
- WANG Qi-sheng, LI Xi-bing, LI Di-yuan. Surrounding rock deformation properties and determination of support parameters of soft rock roadway in deep mine[J]. **Journal of China Coal Society**, 2008, 33(4): 364—367.
- [8] 常聚才, 谢广祥. 深部巷道围岩力学特征及其稳定性控制[J]. 煤炭学报, 2009, 34(7): 881—886.
- CHANG Ju-cai, XIE Guang-xiang. Mechanical characteristics and stability control of rock roadway surrounding rock in deep mine[J]. **Journal of China Coal Society**, 2009, 34(7): 881—886.
- [9] 伍国军, 陈卫忠, 王永刚. 基于岩体蠕变效应的锚杆应力分布及其变化规律研究[J]. 岩土力学, 2010, 31(1): 150—155.
- WU Guo-jun, CHEN Wei-zhong, WANG Yong-gang. Study of distribution and variation of anchor stress based on creep effect of rock mass[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2010, 31(1): 150—155.
- [10] 姜耀东, 刘文岗, 赵毅鑫, 等. 开滦矿区深部开采中巷道围岩稳定性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(11): 1857—1862.
- JIANG Yao-dong, LIU Wen-gang, ZHAO Yi-xin, et al. Study on surrounding rock stability of deep mining in Kailuan mining group[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2005, 24(11): 1857—1862.
- [11] 陈云娟, 李术才, 朱维申, 等. 非连续变形岩石断裂分析中的一种全长剪切锚杆[J]. 岩土力学, 2014, 35(1): 293—297.
- CHEN Yun-juan, LI Shu-cai, ZHU Wei-shen, et al. A full-column shearing anchor bolt of discontinue deformation analysis for rock failure[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2014, 35(1): 293—297.
- [12] 刘泉声, 高玮, 袁亮. 煤矿深部岩巷稳定性控制理论与支护技术及应用[M]. 北京: 科学出版社, 2010.
- [13] 袁亮, 薛俊华, 刘泉声, 等. 煤矿深部岩巷围岩控制理论与支护技术[J]. 煤炭学报, 2011, 36(4): 535—543.
- YUAN Liang, XUE Jun-hua, LIU Quan-sheng, et al. Surrounding rock stability control theory and support technique in deep rock roadway for coal mine[J]. **Journal of China Coal Society**, 2011, 36(4): 535—543.
- [14] 肖同强, 李化敏, 杨建立, 等. 超大断面硐室围岩变形破坏机理及控制[J]. 煤炭学报, 2014, 39(4): 631—636.
- XIAO Tong-qiang, LI Hua-min, YANG Jian-li, et al. Deformation and failure mechanism of surrounding rock in chamber with super large section and its control[J]. **Journal of China Coal Society**, 2014, 39(4): 631—636.
- [15] 苏会锋. “控制排水”条件下铁路隧道围岩注浆范围及衬砌受力分析[D]. 石家庄: 石家庄铁道学院, 2004.
- [16] 田洪铭, 陈卫忠, 谭贤君, 等. 高地应力软岩隧道合理支护方案研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(11): 2285—2292.
- TIAN Hong-ming, CHEN Wei-zhong, TAN Xian-jun, et al. Study of reasonable support scheme for soft rock tunnel in high geostress zone[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2011, 30(11): 2285—2292.