

文章编号: 1673-3363-(2015)06-0955-08

深部软岩巷道围岩变形机制及支护技术研究

张红军¹, 李海燕¹, 李术才¹, 白继文¹, 郝亭宇¹, 李红伟²

(1. 山东大学岩土与结构工程中心, 山东 济南 250061; 2. 山东济南力稳岩土有限责任公司, 山东 济南 250104)

摘要 巨野矿区彭庄煤矿西翼轨道大巷埋藏700余米且多穿越软弱破碎的泥岩层, 为典型的深部软岩巷道。为更好地掌握围岩变形规律与破坏机制, 在现场监测、钻孔窥视仪及地质雷达探测的基础上, 开展了岩石物理力学试验和地应力测试, 进行了25种数值计算对比试验。结果表明, 采用“锚杆”和“锚注”联合支护方案能有效减小围岩变形量, 提高承载结构的整体性与承载能力, 其支护效果对比传统方法具有显著优势, 是深部巷道软岩支护的一种新方法。

关键词 软岩巷道; 高地应力; 数值试验; 变形破坏机制; 锚注支护

中图分类号 TD 353 **文献标志码** A **DOI** 10.13545/j.cnki.jmse.2015.06.014

Deformation mechanism of surrounding rock and support technology in deep soft rock roadway

ZHANG Hongjun¹, LI Haiyan¹, LI Shucui¹, BAI Jiwen¹, HAO Tingyu¹, LI Hongwei²

(1. Research Center of Geotechnical and Structural Engineering, Shandong University, Jinan, Shandong 250061, China;
2. Shandong Jinan Force Stability Geotechnical Co Ltd, Jinan, Shandong 250104, China)

Abstract The west track roadway in Pengzhuang coal mine is a typical soft rock roadway, which is buried more than 700 meters underground, and is frequently passing through the weak fractured mudstone layers. To better master the deformation and failure mechanism of the surrounding rock, based on field monitoring, borehole camera and geological radar detection, rock physical mechanics test, in-situ stress test and 25 kinds of numerical comparison experiments were carried out respectively in this paper. The results show that the deformation of the surrounding rock can be effectively reduced by the combined support scheme of high strength and pre-stressed anchor (bolt) & bolt-grouting, and the supporting structure integrity and bearing capacity can also be effectively improved. As a new supporting method of deep soft rock roadway, the supporting effect of the combined support scheme has significant advantages comparing with the traditional supporting method.

Key words soft rock roadway; high ground stress; numerical test; deformation failure mechanism; bolt-grouting support

由于几十年的大规模开采, 国内许多大型煤矿的开采深度目前均已超过 800 m, 部分甚至超过 1 000 m^[1-3]。随着煤炭进入深部开采阶段, 深部岩巷开挖普遍面临着高地应力软岩的支护难题^[4]。侯

朝炯、袁亮、何满潮、刘泉声以及康红普等学者^[5-10]在深部软岩巷道支护方面进行了大量的科研工作, 提出了深部软岩巷道支护的新理念及方法, 奠定了我国深部软岩巷道支护的基础理论及发展方向, 并

收稿日期: 2015-01-06

基金项目: 国家自然科学基金项目(51309146); 教育部博士点基金项目(20130131120084); 山东大学自主创新基金项目(2012GN011)

作者简介: 张红军(1987—), 男, 山东省济宁市人, 博士, 从事深部软岩支护、煤矿防治水方面的研究。

通信作者: 李海燕

E-mail: lihaiyan@sdu.edu.cn

Tel: 15953169268

在不同矿区开展了大量的现场试验研究，取得一系列研究成果，为我国煤炭深部开采做出突出贡献。

巨野煤田位于山东省西南部，是山东乃至整个华东地区正在开发的最大的一块整装煤田，目前共有 7 对矿井，由于煤层埋藏深的特点，7 对矿井均已进入深部开采阶段。由于目前针对巨野矿区的研究成果还较少，缺乏正确的理论指导和合理的支护对策，加之巨野矿区深部应力场、巷道赋存条件等影响因素的独特性、复杂性，致使本矿区无法完全套用其他矿区的一些深部软岩支护对策，许多软岩巷道支护难题难以解决。其中彭庄煤矿位于巨野煤田北部，主采山西组 3_F 煤层，煤层平均厚度 2.55 m，煤层倾角 10°~19°，实际生产能力 1.1 Mt/a。西翼轨道大巷在穿越泥岩层位时，支护措施基本失效，变形破坏剧烈，严重影响了煤矿的安全高效生产。本文在现场监测、室内试验及理论分析的基础上提出了以“锚注”为核心的“高强高预应力锚杆(索)”和“锚注”联合支护方案，经现场试验证明支护效果良好，可以为巨野矿区其他类似软岩巷道支护提供一定的参考依据。

1 工程概况

彭庄煤矿西翼轨道大巷设计埋深约 700 m，断面为直墙半圆拱形，巷道净断面尺寸为宽 4 800 mm，高 4 100 mm。该巷道为穿层全岩巷道，岩性基本以粉砂岩、砂质泥岩及泥岩为主。原支护采用普通锚网喷支护，锚杆采用 $\Phi 20 \text{ mm} \times L2200 \text{ mm}$ 等强度全螺纹钢锚杆，每根锚杆均用 1 块 MSK2370 型树脂锚固剂固定，间排距为 800 mm \times 800 mm；锚索采用 $\Phi 17.8 \text{ mm} \times L6000 \text{ mm}$ 的钢绞线，采用 3 块 MSK2350 型树脂锚固剂端头锚固，每相邻锚索之间用 12[#]普通工字钢作为锚索梁，间排距为 2000 mm \times 1600 mm；混凝土喷层厚度为 100 mm，锚杆、锚索设计预应力分别为 70，100 kN(图 1)。

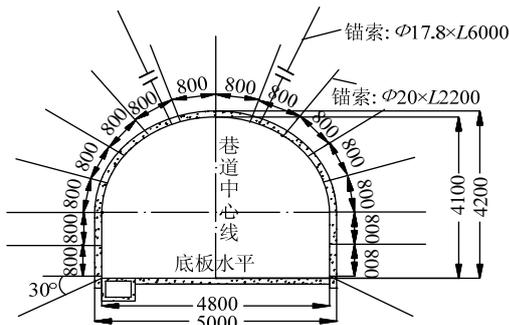


图 1 原支护断面图 (mm)
Fig.1 The original support sectional drawing

2 深部软岩巷道破坏特征

2.1 巷道矿压显现特征

通过对新掘进的轨道大巷软弱泥岩段进行矿压观测得到巷道围岩变形特征：

1) 巷道变形量大。巷道表面混凝土喷层严重开裂，局部岩体已经掉落，形成大面积网兜现象，巷道断面收缩率达 30% 以上。

2) 变形速率快。60 d 内顶板下沉量、帮部移近量、底鼓量分别达到 680，610，390 mm 之多。其中开挖后 15 d 内围岩变形速率最为显著，对应的变形速率分别在 20，17，10 mm/d 左右，15~60 d 期间巷道变形稳定在 5~8 mm/d 较快速率增长，直到监测结束仍不能保持稳定。

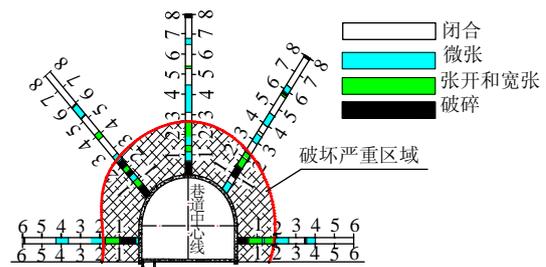
3) 受地下水影响较大。受顶板淋水影响段内(长度约 30 m)巷道围岩变形量比无淋水影响的变形量大 15% 以上，岩石强度和黏聚力明显降低，锚喷支护结构失效严重。

2.2 围岩松动破坏范围探测分析

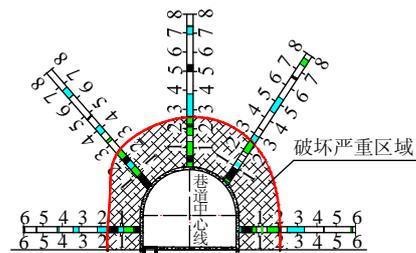
为进一步深入研究围岩内部变形破坏特征和为后期方案设计提供参考依据，采用钻孔窥视仪和地质雷达探测 2 种方法相互比对的方式对围岩松动破坏范围进行探测分析。

2.2.1 钻孔窥视仪探测

本次共设置 2 个探测断面，每个断面布置 5 个钻孔，将探测孔位置、长度及探测结果绘制成探测区域破坏图(图 2)。



(a) 1[#]断面围岩探测破坏区域



(b) 2[#]断面围岩探测破坏区域

图 2 钻孔窥视仪探测结果

Fig.2 The results of borehole camera detection

每个探孔内的不同色深填充部分表示观测到的钻孔内壁破碎、裂隙发育位置及范围。

分析图 2 可知：轨道大巷 2 个断面围岩严重破坏区域与巷道成环形布置，与巷道中心线基本呈对称分布。松动破坏范围为 1.5~2.7 m，平均 2.1 m，围岩在 0~0.8 m 范围内巷道多为破碎和严重破碎状态，0.8~1.5 m 裂隙发育宽度多为 5~15 mm，以张开和宽张状态为主，1.5~3.0 m 范围内裂隙多为张开和微张状态，3~8 m 范围内围岩裂隙发育除含少量破碎、宽张和张开裂隙外基本成闭合和微张状态，发育不明显，部分钻孔内部围岩状态截图如图 3 所示。

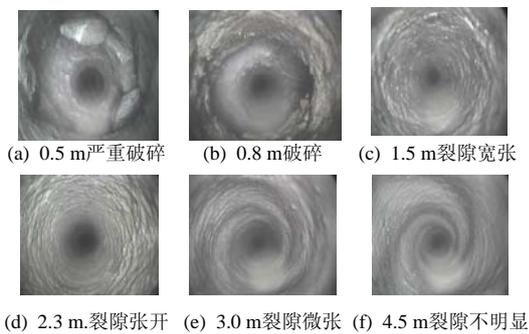


图 3 钻孔窥视仪探测不同深度围岩状态截图

Fig.3 Screenshots of the borehole camera in different depth of surrounding rock

2.2.2 地质雷达探测

为验证钻孔窥视仪探测结果，采用地质雷达探测设备对西翼轨道大巷泥岩层段围岩松动范围进行探测，测站间隔 30 m，共设置 4 个测站，每个测站对顶板、两帮及底板 4 个方向分别进行探测，每条测线长度 16 m。图 4 为部分地质雷达探测图片，用黑线将围岩的松动破坏范围标识。由于篇幅所限仅将 3#探测断面的结果绘制成如图 5 所示的曲线。

由图 5 可知，由于岩性、施工等因素的影响同一断面不同部位之间的松动范围有明显差别，但总体看来围岩松动范围较大，平均 2.0 m 左右，最大达到 2.5 m，这与钻孔窥视仪探测的结果基本一致。

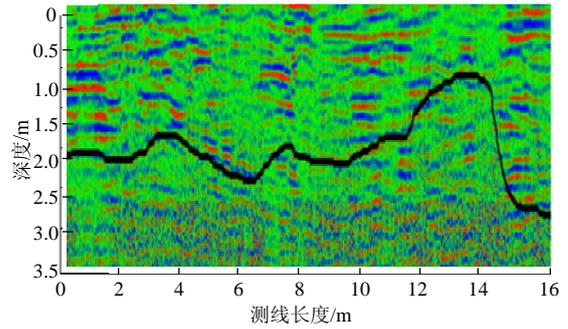


图 4 部分地质雷达探测图片

Fig.4 Part of the ground penetrating radar profiles in the roadway

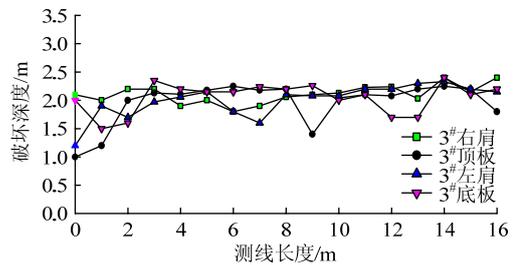


图 5 3#测站地质雷达探测结果

Fig.5 The 3# station results of ground penetrating radar

基于以上对西翼轨道大巷泥岩层段矿压显现特征、钻孔窥视仪探测及地质雷达探测结果表明，泥岩层段的围岩变形量大、变形速率快、松动破坏范围大，浅部围岩基本处于严重破碎和破碎状态。普通“锚网喷”支护措施难以有效抵抗围岩的持续膨胀破坏，因此，必须研究有针对性的控制对策才能保证此类围岩的稳定。

3 深部巷道围岩变形破坏机理分析

3.1 围岩物理力学实验

3.1.1 天然状态下围岩力学参数测试

围岩的物理力学性质是影响深部巷道稳定和支护参数设计的主要因素，因此开展了西翼轨道大巷的钻孔取芯和物理力学参数测试工作，试验结果详见表 1。

表 1 西翼轨道大巷岩石力学试验结果

Table 1 Surround rock mechanics experiment results of the west wing belt roadway

岩石类型	试件尺寸/mm (直径×高度)	弹性模量/ GPa	抗压强度/ MPa	抗拉强度/ MPa	泊松比	黏聚力/ MPa	摩擦角/ (°)
中砂岩	49.66×96.35	14.5	45.2	7.28	0.25	15.62	35.3
细砂岩	49.68×97.54	17.9	68.3	8.22	0.26	17.35	39.4
粉砂岩	49.66×97.62	22.1	72.5	9.41	0.28	18.17	41.4
砂质泥岩	49.69×98.32	7.5	23.5	1.54	0.22	1.76	26.6
泥岩	49.65×98.47	4.8	18.2	1.03	0.19	1.09	23.5

由表 1 可知, 巷道围岩 5 种岩石中, 粉砂岩和细砂岩的力学参数均较高, 其中抗压强度达到了 68.3~72.5 MPa, 中砂岩居中, 抗压强度为 45.2 MPa, 而砂质泥岩和泥岩的力学参数均较低, 抗压强度只有 18.2~23.5 MPa。

3.1.2 饱和水状态下围岩力学参数测试

由现场监测可知, 西翼轨道大巷受顶板淋水影响段内(长度约 30 m)围岩变形量比无淋水影响的变形量大 15% 以上, 因此进行了围岩饱和单轴抗压强度的测试试验, 测试结果如表 2 所列。由表 2 可知: 粉砂岩和细砂岩遇水软化效果不明显, 软化系数分别为 0.91 和 0.76; 中砂岩遇水软化效果较为明显, 软化系数为 0.52; 而砂质泥岩和泥岩遇水软化效果非常显著, 平均饱和单轴抗压强度只有 4.4~7.7 MPa, 对应的软化系数也只有 0.33 和 0.24。

表 2 围岩饱和单轴抗压强度测试结果

Table 2 The test results of saturated compressive strength

岩性	饱和单轴抗压强度/MPa	平均/MPa	软化系数
中砂岩	22.4	23.3	0.52
	24.2		
细砂岩	51.5	52.1	0.76
	52.6		
粉砂岩	64.3	66.1	0.91
	67.8		
砂质泥岩	7.8	7.7	0.33
	7.6		
泥岩	4.7	4.4	0.24
	4.1		

3.2 地应力测试

地应力的大小和方向与围岩的稳定性有很大的关系^[11-12], 进行地应力测试是进行围岩稳定性分析, 实现巷道设计科学合理的前提条件。现场采用套芯应力解除法对西翼轨道大巷泥岩层段进行了地应力测试, 测试结果如表 3 所列。

表 3 巷道原岩应力实测结果

Table 3 The measured results of original rock stress

主应力	应力值/MPa	方位角/(°)	倾角/(°)
σ_1	17.13	128.64	26.50
σ_2	11.64	17.91	43.04
σ_3	9.73	226.38	25.38
σ_v	13.88		

地应力测试表明: 巷道原岩应力场的垂直主应力为 13.88 MPa, 最大主应力为水平应力, 应力值大小为 17.13 MPa; 最大水平主应力为垂直应力的

1.23 倍; 经计算知, 轨道大巷泥岩层段的掘进方向与最大水平应力的夹角为 62.86°。

3.3 数值模拟研究

为进一步分析研究围岩在岩性和地应力等作用因素影响下的变形破坏机制, 提出合理支护对策, 对不同岩性、地应力大小 2 个因素控制下的围岩变形破坏特征进行数值试验。方案以巷道所在层位岩性(中砂岩、细砂岩、粉砂岩、砂质泥岩及泥岩)、垂直应力(施加的竖向均布荷载分别为 5, 10, 15, 20, 25 MPa)为变量, 共设计了 25 种对比方案, 如表 4 所列(中砂-5 代表巷道所在层位岩性为中砂岩, 施加的垂直应力为 5 MPa, 其他以此类推)。

表 4 数值试验方案

Table 4 The scheme of numerical text

方案 1~5	方案 6~10	方案 11~15	方案 16~20	方案 21~25
中砂-5	细砂-5	粉砂-5	砂质泥岩-5	泥岩-5
中砂-10	细砂-10	粉砂-10	砂质泥岩-10	泥岩-10
中砂-15	细砂-15	粉砂-15	砂质泥岩-15	泥岩-15
中砂-20	细砂-20	粉砂-20	砂质泥岩-20	泥岩-20
中砂-25	细砂-25	粉砂-25	砂质泥岩-25	泥岩-25

3.3.1 模型建立

根据彭庄煤矿西翼轨道大巷的实际地质条件, 选取了典型的地质剖面为计算断面。试验采用三维计算模型, 模型中岩体材料采用 Mohr-Coulomb 准则, 各地层材料物理力学参数依据表 1 并考虑岩体软化特性综合确定, 模型尺寸为高×厚×宽=40 m×1.6 m×40 m。巷道推进方向沿 z 轴为正方向, 模型限制两边为水平约束, 无水平位移, 底部边界为固定约束, 地应力施加按照垂直应力与水平应力的比值为 1:1.23 进行, 其余参数均取表 3 的实测参数确定, 其中建立的方案 23 模型如图 6 所示。

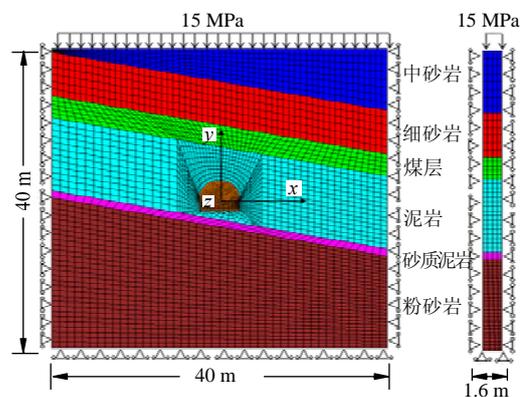


图 6 方案 23 数值试验模型

Fig.6 The numerical model of scheme 23

3.3.2 数值试验结果及分析

将 25 种方案的计算结果按照顶板下沉量、帮部移近量、底鼓量进行统计分析，生成的曲线如图 7 所示。由图 7 中曲线可知：

1) 5 种岩性的巷道在顶板下沉、帮部移近及底鼓 3 个方面的变形量都随施加的垂直应力的增加而变大。

2) 泥岩的最终变形量最大，其顶板下沉量、帮部移近量、底鼓量分别为 755, 612, 534 mm，砂质泥岩次之，分别为 617, 545, 481 mm，其次依次为中砂岩、细砂岩与粉砂岩。泥岩的 3 处最大变形量分别为砂质泥岩的 1.22, 1.12, 1.11 倍，为中砂岩的 1.88, 1.51, 1.98 倍，为细砂岩的 2.77, 2.38, 3.06 倍，为粉砂岩的 3.22, 4.37, 3.89 倍。

3) 当垂直应力大小在 5~10 MPa 之间时，5 种岩性的围岩变形量增长速率均较小；但是随着垂直应力的增大，达到 10~15 MPa 时，泥岩和砂质泥岩的变形速率呈骤增趋势，其他 3 种围岩依然保持较慢的速率增长；当垂直应力达到 15~20 MPa 时，泥岩和砂质泥岩的变形速率稍有变缓，但仍保持较高的增长速率，20~25 MPa 之间中砂岩的变形速率骤增，细砂岩和粉砂岩的变形速率稍有增加。

同时列出了泥岩在 5, 10, 15, 20 MPa 的部分计算结果，如图 8 所示。

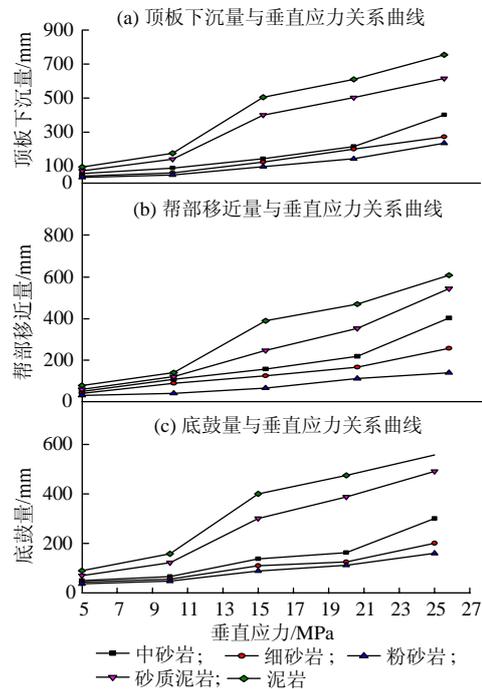


图 7 数值试验统计分析结果

Fig.7 The statistical analysis results of numerical test

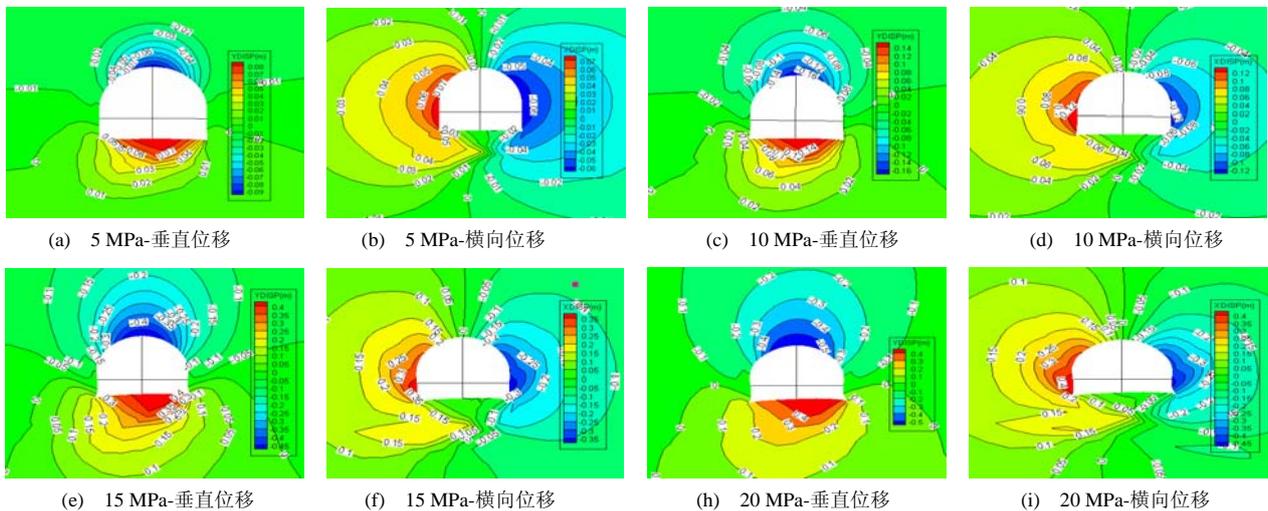


图 8 部分泥岩数值试验结果

Fig.8 Part results of the numerical test

3.4 围岩变形机制分析

由数值试验结果分析可知，彭庄煤矿西翼轨道大巷的变形破坏主要是由泥岩强度弱和较高的地应力 2 个因素共同作用引起的。比较图 7 的曲线，当垂直应力在 10~15 MPa 时，泥岩和砂质泥岩的变形速率呈骤增趋势，说明轨道大巷在垂直应力为

13.88 MPa 时已经达到了泥岩和砂质泥岩的软化临界荷载。巷道开挖后会起围岩应力重新分布，在巷道周围产生应力集中现象，导致浅部的泥岩由于超过临界荷载发生碎胀变形，泥岩达到软化临界荷载以后，会表现出明显的软岩流变特性^[13-14]，围岩裂隙不断向深部扩展，塑性破坏范围逐步加大从而

导致围岩进入“软化-破坏”的恶性循环。除此，在巷道顶板淋水段内，围岩受地下水因素的影响强度等力学参数进一步降低，产生显著的软化效果，这是淋水段内围岩变形严重的另一重要影响因素。因此，提高围岩的力学参数，抑制围岩裂隙的扩展，避免地下水的影响是解决巷道泥岩层段围岩变形破坏问题的关键所在，必须有针对性地提出控制对策，才能达到预期效果。

4 支护对策研究

4.1 支护对策

“锚注”支护技术作为煤矿巷道支护的一次突破，为软弱破碎巷道的治理提供了一个新的有力手段。我国许多学者对“锚注”支护机制及应用进行了深入的研究，张农等^[15]通过对破裂岩块进行注浆加固，发现泥岩、煤、粉砂岩的单轴抗压强度可提高 40% 以上，其中粉砂岩的 C, ϕ 值可分别提高 50% 以上。刘长武等^[16]通过对注浆后砂岩和泥岩结构面的参数测试发现，注浆后砂岩、泥岩结构面的 C 值分别提高了 3.12 倍和 22 倍。宗义江等^[17]对破裂岩样进行了承压注浆加固试验，发现破裂岩样注浆后强度与破裂岩体残余强度相比有较大的提高。

通过对岩石试件峰后注浆加固前后强度对比发现，注浆加固后试件的强度比注浆前的残余强度提高了 0.7~2.0 倍^[18]，在现场试验中发现注浆后能及时有效填充围岩裂隙，将已经破碎的岩体重新胶结在一起，起到抑制围岩裂隙向深部发展及顶板淋水渗入围岩内部的重要作用，取得了良好的研究成果^[19]。

因此，结合深部软岩支护“先抗后让再抗”的支护理念以及“锚注”支护的应用研究成果，提出此类围岩的控制对策，其支护程序为：开挖后及时喷浆→锚杆(索)网联合支护→反底拱支护→锚注注浆。

4.2 支护参数选择

根据以上围岩变形特征和变形机制的研究成果以及相似工程类比，提出初次支护参数如下：

1) 初次支护设计参数

① 锚杆：全断面采用 $\Phi 20 \text{ mm} \times L 2400 \text{ mm}$ 左旋无纵筋高强锚杆，锚杆间排距为 $1000 \text{ mm} \times 1000 \text{ mm}$ ，每根锚杆采用 2 块 MSK2370 型树脂锚固剂锚固。

② 锚索：巷道帮部以上采 $\Phi 17.8 \text{ mm} \times L 8000 \text{ mm}$ 钢绞线，帮部由于施工机具问题，采用 $\Phi 17.8$

$\text{mm} \times L 3500 \text{ mm}$ 钢绞线，锚索间排距为 $2000 \text{ mm} \times 2000 \text{ mm}$ 。相邻锚索用 14# 槽钢作为锚索梁联接，锚索梁沿巷道中心线左右各 2 m 交错迈步布置。

③ 喷混凝土：采用水泥标号为 R42.5 的普通硅酸盐水泥，混凝土强度等级 C20，喷厚 100 mm。

④ 金属网：采用 6# 钢筋焊接的经纬网，网格尺寸为 $100 \text{ mm} \times 100 \text{ mm}$ ，单片网格规为 $1000 \text{ mm} \times 2000 \text{ mm}$ 。

⑤ 底鼓治理：反底拱梁材料选用 25# U 型钢加工而成。采用 $\Phi 20 \text{ mm} \times L 2400 \text{ mm}$ 左旋无纵筋高强锚杆穿过反底拱梁上的预留孔，锚紧反底拱梁。反底拱间距 1000 mm；浇筑厚度为 600 mm 的 C30 混凝土，再按照间排距为 $1000 \text{ mm} \times 1000 \text{ mm}$ 的规格打注浆锚杆并实施注浆。

⑥ 预应力的施加：采用大扭矩气动锚杆安装机对锚杆施加预应力 100 kN 以上，锚索 160 kN 以上。

2) 锚注加固支护参数

① 采用 MLX50-27 型中空螺旋注浆锚杆。锚杆尺寸 $\Phi 27 \text{ mm} \times L 3000 \text{ mm}$ ，锚杆间排距为 $1000 \text{ mm} \times 1000 \text{ mm}$ ，与初次支护锚杆间隔布置。

② 注浆时机：根据轨道大巷泥岩层段围岩变形破坏特征，注浆时机宜选在巷道开挖 15~20 d 后进行。其最终支护断面图如图 9 所示。

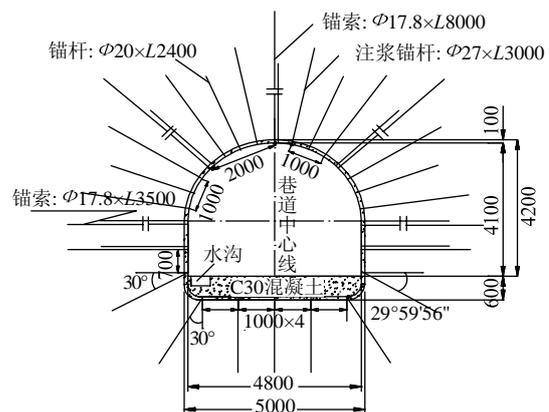


图 9 最终支护断面图 (mm)

Fig.9 The final support sectional drawing

5 支护效果监测及分析

5.1 监测目的及内容

为检验支护效果，判断支护对策及支护参数的合理性，对试验段内顶板下沉量、两帮累积移近量以及底鼓量进行了监测，共布置了 5 个测站，测站间隔 25 m，列出了较为典型的测站 1 和测站 2 的监

测结果，如图10所示。

5.2 监测结果及分析

由图10中曲线变化趋势可以看出：

1) 监测期内围岩的最终变形量和平均变形速率不大，仅为原支护的1/3左右，其中顶板下沉量最大为2#断面247 mm，两帮累积移近量、底鼓量最大为1#断面211，102 mm，对应的平均变形速率仅为2.74，2.34，1.13 mm/d。

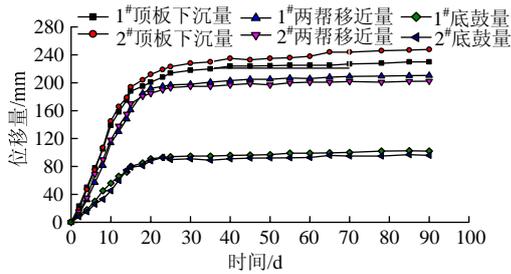


图10 巷道围岩表面收敛位移监测曲线

Fig.10 Curve about the convergence displacement in surrounding rock surface

2) 围岩变形大体分为3个阶段：① 开挖后15 d左右，由于开挖扰动影响，围岩应力平衡遭到破坏，围岩变形量增长较快，但是试验段采用高强高预应力锚杆、全断面长短锚索协同支护，使围岩变形量只相当于原支护同期变形水平的70%左右；② 开挖后15 d进行了全断面中空锚杆注浆，由图中曲线可发现20~45 d范围内围岩变形速率明显减慢，仅为总变形量的15%~23%，表明注浆后泥岩的力学参数、整体性和承载能力都得到了有效提高，及时封闭了围岩裂隙，抑制了向深部的发展；③ 45 d以后围岩基本进入稳定状态，比原支护明显大大降低了进入稳定状态时间，说明通过锚注联合支护能在短时间内达到围岩较低变形速率下的力学平衡，最终取得了良好的现场支护效果，如图11所示。



图11 西翼轨道大巷泥岩试验段支护效果图

Fig.11 Final support effect of mudstone section in the west orbit belt roadway

6 结论

1) 现场矿压监测、钻孔窥视仪及地质雷达探测表明，西翼轨道大巷泥岩层段围岩变形量大、破坏程度深，岩体节理、裂隙发育，胶结程度差，松动破坏范围平均在2.0~2.1 m左右，属于典型深部软岩破碎巷道，必须有针对性地提出控制对策才能保证围岩的稳定。

2) 通过室内物理力学实验、地应力测试及数值计算结果表明，围岩强度弱和较高的地应力是引起西翼轨道大巷泥岩层段围岩变形破坏严重的主要因素。其围岩变形机制为：西翼轨道大巷在垂直应力为13.88 MPa时达到了泥岩的软化荷载，巷道开挖后引起围岩应力重新分布，在巷道周围产生应力集中，浅部的泥岩由于超过软化临界荷载发生碎胀变形，造成支护结构失效，围岩裂隙不断向深部扩展，变形破坏范围逐步加大。

3) 基于西翼轨道大巷泥岩层段围岩变形破坏特征、变形破坏机制以及“锚注”支护机制研究，提出了高强高预应力“锚网梁索喷+锚注”联合支护方案。现场试验表明，新的支护方法对比传统方法在提高围岩整体性及承载能力方面具有显著优势，基本达到了一次成巷的技术目标，对类似井巷工程建设具有借鉴意义。

参考文献：

- [1] 何满潮，谢和平，彭苏萍，等. 深部开采岩体力学研究[J]. 岩石力学与工程学报，2005，24(16)：2803-2813. HE Manchao, XIE Heping, PENG Suping, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2803-2813.
- [2] 刘泉声，张华，林涛. 煤矿深部岩巷稳定与支护对策[J]. 岩石力学与工程学报，2004，23(21)：3732-3737. LIU Quansheng, ZHANG Hua, LIN Tao. Study on stability of deep rock roadways in coal mines and their support measure[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(21): 3732-3737.
- [3] 柏建彪，王襄禹，贾明魁，等. 深部软岩巷道支护原理及应用[J]. 岩土工程学报，2008，30(5)：632-635. BAI Jianbiao, WANG Xiangyu, JIA Mingkui, et al. Theory and application of supporting in deep soft roadways[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2008, 30(5): 632-635.
- [4] 刘泉声，高纬，袁亮，等. 煤矿深部岩巷稳定控制理论与支护技术及应用[M]. 北京：科学出版社，2010：3-7.

- [5] 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: 13-21.
- [6] 康红普, 王金华, 林健. 高预应力强力支护系统及其在深部巷道中的应用[J]. 煤炭学报, 2007, 32(12): 1233-1238.
KANG Hongpu, WANG Jinhua, LIN Jian. High pre-tensioned stress and intensive bolting system and its application in deep roadways[J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(12): 1233-1238.
- [7] 刘泉声, 卢兴利. 煤矿深部巷道破裂围岩非线性大变形及支护对策研究[J]. 岩土力学, 2010, 31(10): 3273-3279.
LIU Quansheng, LU Xingli. Research on nonlinear large deformation and support measures for broken surrounding rocks of deep coal mine roadway[J]. Rock and Soil Mechanics, 2010, 31(10): 3273-3279.
- [8] 柏建彪, 侯朝炯. 深部巷道围岩控制原理与应用研究[J]. 中国矿业大学学报, 2006, 35(2): 145-148.
BAI Jianbiao, HOU Chaojiong. Control principle of surrounding rocks in deep roadway and its application[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2006, 35(2): 145-148.
- [9] 许兴亮, 张农, 徐基根. 高地应力破碎软岩巷道过程控制原理与实践[J]. 采矿与安全工程学报, 2007, 24(1): 51-55.
XU Xingliang, ZHANG Nong, XU Jigen. Principle and practice of process control over soft broken roadway with high ground stress[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2007, 24(1): 51-55.
- [10] 牛双建, 靖洪文, 张忠宇. 深部软岩巷道围岩稳定控制技术研究及应用[J]. 煤炭学报, 2011, 36(6): 914-919.
NIU Shuangjian, JING Hongwen, ZHANG Zhongyu. Study on control technology of surrounding rocks in deep soft roadway and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(6): 914-919.
- [11] 康红普, 姜铁明, 张晓, 等. 晋城矿区地应力场研究与应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(1): 1-8.
KANG Hongpu, JIANG Tieming, ZHANG Xiao, et al. Research on in-situ stress field in Jincheng mining area and its application[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(1): 1-8.
- [12] 康红普, 林健, 张晓, 等. 潞安矿区井下地应力测量及分布规律研究[J]. 岩土力学, 2010, 31(3): 827-844.
KANG Hongpu, LIN Jian, ZHANG Xiao, et al. In-situ stress measurements and distribution laws in Lu'an underground coal mines[J]. Rock and Soil Mechanics, 2010, 31(3): 827-844.
- [13] MALAN D F. Simulation of the time-dependent behavior of excavations in hard rock[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2002, 35(4): 225-254.
- [14] MALAN D F, BASSON F R P. Ultra-deep mining: the increase potential for squeezing conditions[J]. J S Afr Inst Min Metall, 1998, 98: 353-363.
- [15] 张农, 侯朝炯, 陈庆敏, 等. 岩石破坏后的注浆固体体的力学性能[J]. 岩土力学, 1998, 19(3): 50-53.
ZHANG Nong, HOU Chaojiong, CHEN Qingmin, et al. Mechanical properties of broken rock after grouting reinforcement[J]. Rock and Soil Mechanics, 1998, 19(3): 50-53.
- [16] 刘长武, 陆士良. 水泥注浆加固对工程岩体的作用与影响[J]. 中国矿业大学学报, 2000, 29(5): 454-458.
LIU Changwu, LU Shiliang. Reinforcement effect of cement grouting on engineering rock mass[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2000, 29(5): 454-458.
- [17] 宗义江, 韩立军, 韩贵雷. 破裂岩体承压注浆加固力学特性试验研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(4): 483-488.
ZONG Yijiang, HAN Lijun, HAN Guilei. Mechanical characteristics of confined grouting reinforcement for cracked rock mass[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(4): 483-488.
- [18] 王汉鹏, 高延法, 李术才. 岩石峰后注浆加固前后力学特性单轴试验研究[J]. 地下空间与工程学报, 2007, 3(1): 27-39.
WANG Hanpeng, GAO Yanfa, LI Shucui. Uniaxial experiment study on mechanical properties of reinforced broken rocks pre-and-post grouting[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2007, 3(1): 27-39.
- [19] 李海燕, 李术才, 膨胀性软岩巷道支护技术研究及应用[J]. 煤炭学报, 2009, 34(3): 325-328.
LI Haiyan, LI Shucui. Study and application on support technology of swelling soft roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(3): 325-328.