doi: 10.3969/j.issn.1005-7854.2026.01.004
引用格式：王煊. 深部富水破碎围岩巷道变形破坏机理及加固技术[J]. 矿冶，2026，35(1)：27-34.
WANG Xuan. Deformation failure mechanism and reinforcement technology of roadway in deep water-rich fractured surrounding rock[J]. Mining and Metallurgy, 2026, 35(1): 27-34.

深部富水破碎围岩巷道变形破坏机理及加固技术

王　煊
（煤炭科学技术研究院有限公司，北京 100013）

摘　要：针对深部富水破碎围岩巷道围岩应力高、强度低，且在渗流作用下易软化弱化，导致巷道围岩变形大、支护困难的问题，以不连沟煤矿3302轨道巷为工程背景，综合采用现场监测、钻孔窥视及地应力测试等手段，揭示了围岩失稳的主要因素为高地应力、低支护强度及支护体系与围岩变形不协调。通过数值模拟分析了巷道围岩变形破坏规律，进而提出“反底拱+锚杆索+金属网+喷射混凝土+深浅孔注浆”协同支护方案。现场应用结果表明：优化支护后，巷道顶底板最大移近量为176 mm，两帮最大收敛量为141 mm，最大底臌量为84 mm；相较于原支护方案，顶板沉降量、两帮收敛量及底臌量最大值分别降低90.3%、87.5%与82.8%，且锚杆索受力稳定，围岩变形得到有效控制。

关键词：深部巷道；破碎围岩；富水；失稳机理；联合支护
中图分类号：TD353　　**文献标志码：**A　　**文章编号：**1005-7854（2026）01-0027-08

Deformation failure mechanism and reinforcement technology of roadway in deep water-rich fractured surrounding rock

WANG Xuan
(China Coal Research lnstitute, Beijing 100013, China)

Abstract: Aiming at the problems of high stress, low strength of surrounding rock, and the susceptibility to softening and weakening under seepage in deep water-rich fractured surrounding rock roadways, leading to large deformations and difficult support, this study takes the No. 3302 track roadway of Bulianqou Coal Mine as the engineering background. Through comprehensive means such as field monitoring, borehole observation, and in-situ stress measurement, the main factors causing surrounding rock instability are revealed high ground stress, low support strength, and incompatibility between the support system and surrounding rock deformation. The deformation and failure patterns of the roadway surrounding rock are analyzed through numerical simulation. Consequently, a coordinated support scheme of "inverted arch+bolt/cable+metal mesh+shotcrete+deep/shallow hole grouting" is proposed. Field application results indicate that after implementing the optimized support, the maximum roof-floor convergence of the roadway is 176 mm, the maximum sidewall convergence is 141 mm, and the maximum floor heave is 84 mm. Compared with the original support scheme, the maximum values of roof subsidence, sidewall convergence, and floor heave are reduced by 90.3%, 87.5%, and 82.8%, respectively. The forces on bolts and cables remain stable, effectively controlling the deformation and failure of the roadway surrounding rock.

Key words: deep roadway; fractured surrounding rock; water-rich; instability mechanism; combined support

收稿日期：2024-12-02
基金项目：煤炭科学技术研究院项目有限公司项目(280910009-ZC)
第一作者：王煊，硕士，助理工程师，主要从事地灾治理研究。E-mail：745771861@qq.com

随着我国煤炭开采力度和规模的不断加大，许多矿区逐渐转向深部开采。煤矿井下巷道的稳定性主要与地应力和围岩强度有关，地应力主要由地层重力和构造运动引起，围岩强度主要取决于其固有强度和完整性程度[1-3]。断层会严重影响岩体的强度和刚度。由于地质构造运动时间较长，构造应力通常较大，深部穿过断层带的巷道经常会发生巨大变形，对采矿安全构成严重威胁[4]。

一般来说，采用锚杆和锚索的支护方法是加固断裂岩体的有效支护方法。然而，普通的锚固方法很难适应断层破碎带恶劣的地质条件，尤其是深埋富水巷道。众多学者对该巷道围岩支护问题进行了不断的探索，取得了良好的效果。王襄禹等[5]以大南湖矿弱胶结富水巷道为工程背景，研究了巷道围岩变形破坏机理，提出了“疏水+锚杆索”联合支护技术。王成等[6]研究了渗水泥化巷道变形破坏规律，提出了“三高”锚杆强化控制技术以及滞后注浆加固技术。陈晓祥等[7]研究分析了巷道过断层破碎带变形破坏机理，提出了“超前预注浆+锚网索”联合支护方式，并取得了良好的应用效果。蔡金龙等[8]针对弱胶结软岩巷道难支护的问题，研究了巷道失稳机理，并提出围岩控制技术。以往的研究主要集中在深部巷道围岩变形破坏机理的理论探讨以及支护技术的应用效果分析。然而，这些研究往往未能充分考虑深部富水破碎围岩巷道的特殊地质条件，如考虑渗流作用，以及破碎岩体的力学特性变化等。此外，以往工程案例多聚焦于浅部或中等埋深巷道，缺乏对深部复杂条件下巷道围岩稳定性控制的系统研究。

本研究以133上03轨道为工程背景，通过巷道围岩变形破坏监测、钻孔窥视和地应力测量，得出导致围岩失稳破坏的主要因素包括：应力状态高、支护强度低以及支护体系与围岩变形不协调等，采用数值模拟研究了巷道围岩变形破坏规律，并提出“反底拱+锚杆索+金属网+喷射混凝土+深浅孔注浆”联合支护技术，取得了良好的应用效果。研究结果为类似条件下巷道围岩支护设计和施工提供参考。

1 工程概况

1.1 地质概况

不连沟煤矿3302综采工作面设计开采煤层工作面煤厚0.6~2.4 m，平均1.77 m。工作面含水层自上下分别为第四系含水层、侏罗系三台组含水层、煤顶底板砂岩含水层、第三层石灰岩含水层、奥陶系石灰岩含水层。直接充水水源为3#煤顶底板砂岩水。3302轨道巷最大埋深755 m，巷道断面形状为直墙半圆拱形，巷道净宽4 500 mm，净高3 850 mm，其中直墙高1 370 mm，圆拱半径2 250 mm。巷道顶板局部为泥岩，较软，具有膨胀性，遇水易变软泥化，易破碎冒落。基本顶以灰白色细砂岩为主，较坚硬，受断层及褶曲的影响，局部裂隙发育。煤层直接底局部为泥质粉砂岩，灰黑色，上部黏土矿物含量较高，遇水易软化，中下部含大量植物碎屑化石，岩性较硬。基本底为灰黑色粉砂岩与灰白色细砂岩互层，上部以粉砂岩为主，下部以细砂岩为主，含少量植物碎屑化石及黄铁矿晶粒，中厚层状近水平层理，岩性变硬。

巷道掘进过程揭露正断层SF^{133}_{02}（H=5.7 m）岩石较破碎，裂隙水发育，对巷道掘进施工有一定影响。

1.2 原支护方案

巷道采用“锚杆索+金属网+喷射混凝土”联合支护方案（图1），锚杆标准为Φ20 mm × 2 200 mm的高强度无纵筋螺纹钢锚杆，每根锚杆配备一个K2860、一个Z2860树脂药卷。锚杆间排距为800 mm × 800 mm；钢筋网直径为6.5 mm，规格为1.5 m × 0.8 m，网格为150 mm × 150 mm，网片搭接长度为100 mm。巷道拱顶和两帮喷射厚度为150 mm，强度等级为C20的混凝土，底板喷射厚度为100 mm，强度等级为C20的混凝土。

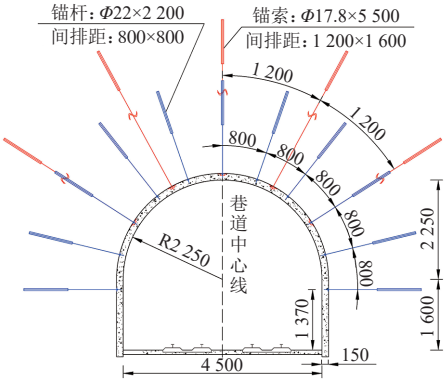


图1 巷道原支护方案（单位：mm）

Fig. 1 Original support scheme for the lane (unit: mm)

2 巷道围岩破坏机理

2.1 围岩变形破坏情况

通过现场调查，巷道在掘进期间围岩发生严重的变形破坏现象（图2），具有以下主要特征：

1）巷道顶板沉降量较大，且喷射混凝土出现大面积掉块以及剥落现象，部分位置还出现了“网兜”



(a)顶板变形 (b)帮部变形

图2 巷道围岩变形破坏情况

Fig. 2 Deformation and damage of the perimeter rock of the roadway

现象，钢筋网片撕裂严重，巷道顶板最大沉降量达955 mm，多处锚杆索出现弯曲和断裂现象。

2）巷道两帮收敛量大，最大收敛量达1 130 mm，变形量超过了巷道宽度23%。

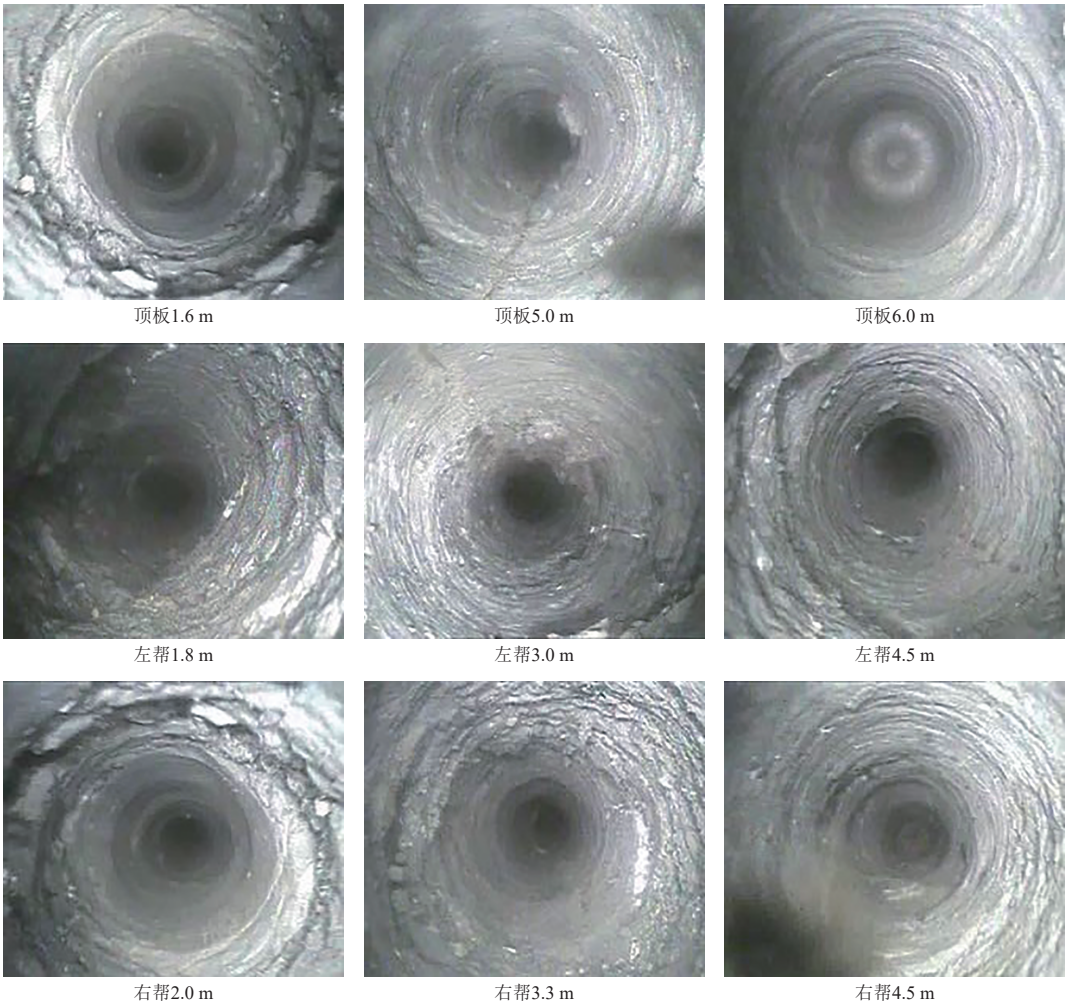
3）巷道底臌破坏范围大，约占巷道总长的65%以上，巷道最大底臌量为490 mm。

4）在巷道掘进过程中，部分地段出现较大淋水现象。

2.2 围岩破坏深度

巷道围岩的破坏程度和范围是选择合理支护方式和参数的依据。为此，采用TS-C0601多功能钻孔成像分析仪对巷道的顶板和两帮进行钻孔窥视，结果如图3所示。

由图3可知，在巷道顶板0~1.6 m内，围岩破碎，裂隙相对发育，在1.6~5.5 m内存在不同的纵向裂隙，但不连续，在5.5 m以外较为完整；左帮0~1.8 m内破碎、有明显的环状裂隙，1.8~3.0 m内裂隙逐渐减小，3.0 m范围外围岩较为完整。右帮0~2.0 m内围岩破碎，断裂发育，2.0~3.3 m内围岩裂缝逐渐减小，裂隙



顶板1.6 m 顶板5.0 m 顶板6.0 m

左帮1.8 m 左帮3.0 m 左帮4.5 m

右帮2.0 m 右帮3.3 m 右帮4.5 m

图3 巷道围岩钻孔窥视结果

Fig. 3 Drill hole peeping results of the lane perimeter rock

主要多为环向裂隙，超过3.3 m围岩相对完整。

2.3 地应力测试

采用应力释放法对巷道进行了地应力测试，主要测量步骤如下：1）钻大孔；2）平整大孔底部；3）制作锥形孔底；4）制作小孔；5）安装应力计；6）记录初始数据；7）释放套芯地应力并进行应变测试。地应力测试结果见表1。

表1 地应力测试结果

Table 1 In-situ stress test results

主应力	测量结果/MPa	倾角/(°)	倾角方向/(°)
σ_1	38.5	3.7	97.2
σ_1	2.02	6.9	185.5
σ_1	24.8	81.2	301.2

由表1可知，地应力场的最大水平主应力σ_1大于垂直应力σ_v，而σ_1是σ_v的1.5倍，这对矿山压力的形态和巷道围岩的变形与破坏模式有很大影响。同时，σ_1的方向几乎垂直于巷道轴向，因此在两帮围岩中产生了拉应力，导致巷道两帮的变形量大于顶板的变形量。

2.4 围岩破坏原因

巷道围岩原支护设计方案为“锚杆索+金属网+喷射混凝土”联合支护方案，支护方案中锚杆索的预应力小，导致承载结构工作阻力小；在高应力和水的影响下，围岩破坏范围较大；浅部围岩应力传递能力差，围岩承载力低，锚杆长度有限，同时锚索长度相对较短，锚固效果差，无法充分调动深部围岩的承载稳定性[9-12]。这些因素加速了围岩的大变形，导致锚杆索弯曲和破断，造成围岩结构失稳。巷道底板无支护，围岩强度低，应力大，导致底板发生变形。

巷道围岩支护方式不合理，支护强度低，支护体系与围岩变形不协调，是围岩发生变形破坏的主要原因。

3 数值分析

3.1 模型的建立

采用FLAC3D6.0建立长度×宽度×高度分别为30 m × 60 m × 50 m的三维数值模型，计算模型由18 000个单元和25 372个节点构成。依据模型的几何尺寸及计算需求。初始应力场不考虑构造应力，仅考虑自重应力作用。

数值计算模型分别施加力学边界条件和渗流边界条件。设置力学边界条件为：模型的底部施加竖向位移约束边界；上部为应力边界，按岩体自重应力在模型上表面施加18 MPa垂直应力（岩石天然重度取23.9 kN·m^{-3}，巷道埋深为350 m）；左右端面及前后端面均为水平位移约束边界。渗流边界条件为：模型顶部及底部为透水边界，即施加固定孔隙压力；左右前后四周为不透水边界；巷道所处的岩层设置为饱合含水层；巷道开挖后，将巷道开挖区域的边界设置为自由透水边界，即孔隙水压力设为0；模型计算采用FLAC3D软件中的流固耦合模块，相关应用可参考文献[13]，计算模型采用Mohr-Cou1omb屈服准则[14,15]。

3.2 渗流作用对围岩破坏范围的影响

为了深入分析渗流压力对深部巷道围岩破坏范围的影响，选取不同远场孔隙压力进行模拟计算，以探究在不同孔隙压力条件下围岩破坏范围的分布特征，其结果如图4所示。

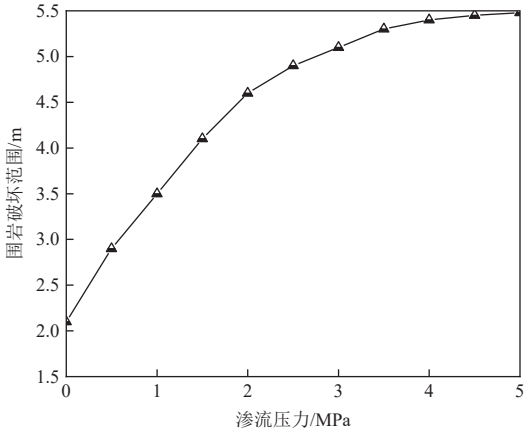


图4 不同渗流压力下围岩塑性区半径

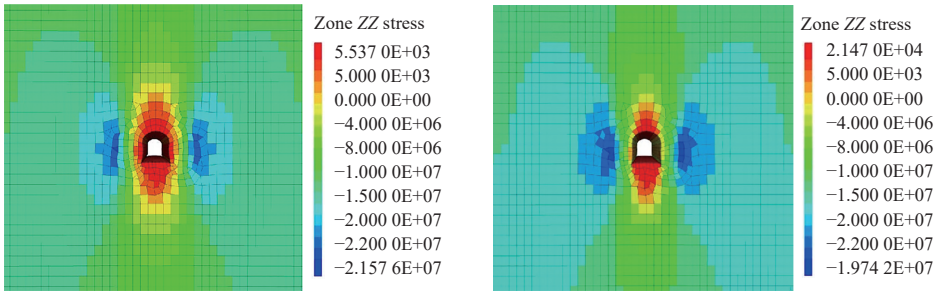
Fig. 4 Radius of plastic zone of surrounding rock under different seepage pressure

由图4可以看出，随着渗流压力的逐步增大，围岩破坏范围呈现出明显的增大趋势，表明孔隙水压对巷道围岩稳定性具有一定的影响作用，在数值计算应考虑渗流作用。为了解决孔隙水压的影响，应采取适当的控制措施，如考虑使用防水材料和注浆加固技术，以阻止水的侵入并提高巷道围岩的稳定性。

3.3 围岩应力分布规律

无支护和原支护方案下巷道围岩垂直应力分布如图5所示。

由图5可以看出，无支护条件下，巷道开挖后岩层结构迅速破坏，围岩应力释放，巷道围岩主要表现为拱顶沉降、两帮向内收缩以及底板膨胀（图5(a)）。采用原支护方案后，巷道两帮的应力集中现象有所减轻，应力集中区域也逐步向巷道内部延伸，巷道顶部和底部的应力集中区域显著减少，形成了“蝴蝶状”的



(a)无支护　　(b)原支护

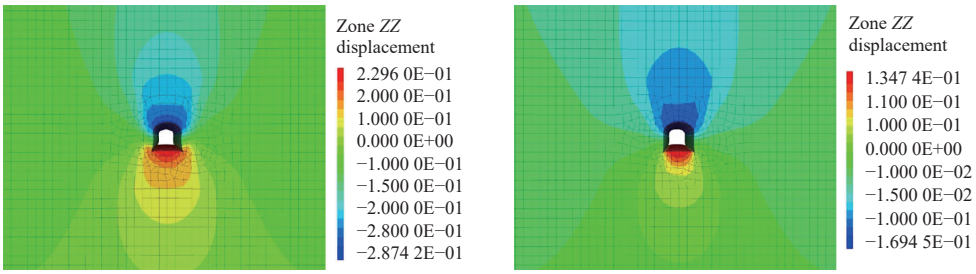
图5　巷道围岩垂直应力分布云图

Fig. 5　Vertical stress distribution cloud maps of the peripheral rock of the roadway

压应力集中区域（图5(b)），其应力值在0.02~20 MPa，但由于底板缺少加固措施，应力集中现象依然较为显著。

3.4　围岩位移分布规律

无支护和原支护方案下巷道围岩垂直位移分布如图6所示。



(a)无支护　　(b)原支护

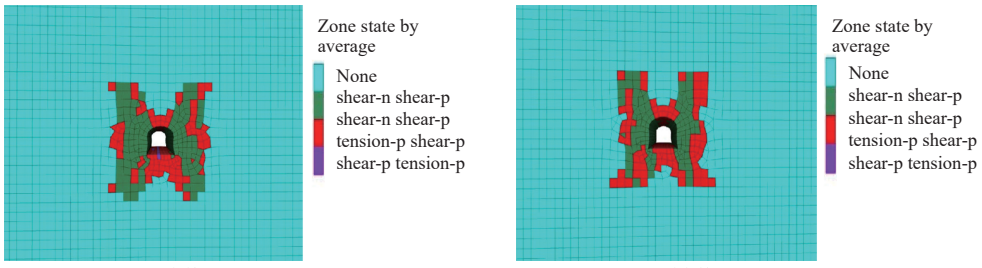
图6　巷道围岩垂直位移分布云图

Fig. 6　Vertical displacement distribution cloud maps of the tunnel perimeter rock

由图6可以看出，无支护条件下，巷道顶部和底部因开挖扰动而遭受较大影响，导致围岩发生显著的变形，巷道顶部的最大沉降量和底部的最大隆起量分别为287 mm和229 mm，破坏范围约是巷道高度的两倍。采用原支护方案后，巷道顶部和底部的变形显著降低，分别减少到169 mm和134 mm，降幅分别为41%和42%，可以看出锚杆索支护对巷道围岩变形有显著的抑制效果，但围岩变形依然较大。

3.5　围岩塑性区分布规律

无支护和原支护方案下巷道围岩塑性区分布如图7所示。



(a)无支护　　(b)原支护

图7　巷道围岩塑性区分布云图

Fig. 7　Cloud maps of the plastic zone distribution of the surrounding rock in the roadway

由图7可以看出，巷道开挖后，巷道围岩因开挖引起的扰动和高地应力而发生破碎，造成巷道围岩变形严重，围岩发生了明显的剪切破坏，主要集中在两帮及其墙脚位置，巷道顶部和底部也有涉及。采用原支护方案后，塑性区范围虽有所缩减，但因支护方式单一，效果并不十分显著。

4　围岩控制对策

4.1　围岩控制原理

破碎围岩按破碎程度由浅到深依次可分为破碎

区、裂隙区和完整区，但随着破碎区边界的变化，支护措施的滞后会造成支护强度的不足。在约束压力较低的情况下，裂隙区中的部分岩石会转变为破碎区，完整区中的部分岩石会转变为裂隙区，导致破碎岩体范围增大，支护难度增加。

为了保证巷道围岩的稳定性，首先要隔断地下水，然后采取合理的支护措施，阻止围岩渗漏水，抑制围岩裂缝的扩展。完整性较差的岩石与支护结构相结合，自身形成一个承载结构，并将径向压应力传递给深部岩石，与深部稳定围岩形成协同承载结构，控制巷道围岩的稳定性。

基于此，提出了“反底拱+锚杆索+金属网+喷射混凝土+深浅孔注浆”联合支护技术。首先，在巷道围岩表面打设预应力锚杆，将破碎区岩石挤压到一起，形成稳定的浅部小承载结构，然后打设高预应力锚索，形成与深部稳定的大承载结构。大小承载结构共同作用，使巷道表面受压均匀，对围岩变形的适应性较强。

利用浅孔注浆可以加固围岩浅部破碎岩层，深孔注浆进一步加固深部裂隙岩层，提高围岩的物理力学参数。

4.2 优化支护方案

巷道拱顶及两帮采用Φ20 mm × 2 200 mm左旋高强度螺纹钢锚杆，锚杆间排距为800 mm × 800 mm；巷道拱顶采用Φ21.8 mm × 7 500 mm预应力钢绞线锚索，锚索间排距为1 600 mm × 2 400 mm；巷道左右帮部各增设2根Φ21.8 mm × 7 500 mm预应力钢绞线锚索，其中1根锚索距离底板970 mm，另外一根锚索在帮脚打设，锚索与巷帮呈150°，每根锚索配备树脂一个CK2360、K2360、Z2360树脂药卷，预紧力不小于200 kN。

巷道反底拱净高为600 mm，形状设计为椭圆弧形，采用厚度为100 mm的C20的混凝土进行填充，同时底拱打设Φ20 mm × 2 200 mm左旋高强度螺纹钢锚杆，锚杆间排距为800 mm × 800 mm。每根锚杆配备一个K2860、一个Z2860树脂药卷，锚杆预紧力不小于80 kN。

巷道拱顶和两帮喷射厚度为150 mm的C20的混凝土。喷射混凝土层凝固后，进行“浅孔+深孔”注浆，浅孔直径为45 mm，深度为2 000 mm，间排距为1 000 mm × 1 000 mm，插入直径42 mm，长1 000 mm注浆管，注浆压力为1 MPa。浅层注浆凝固后进行深孔注浆，深孔直径为45 mm、深度为5 000 mm、间排距为1 500 mm × 2 000 mm，每个注浆孔中插入长3 000 mm、直径42 mm的注浆管，注浆压力为3.5 MPa。注浆浆液为水泥—水玻璃浆液。

注浆过程结束后，在锚索上施加第二次补偿应力，预应力不小于250 kN，使浅部岩层变成小承载结构，深层稳定岩层变成大承载结构，二者相互叠加，形成一个高刚度、高强度承载结构，确保了巷道围岩的稳定性。巷道的支护设计方案如图8所示。

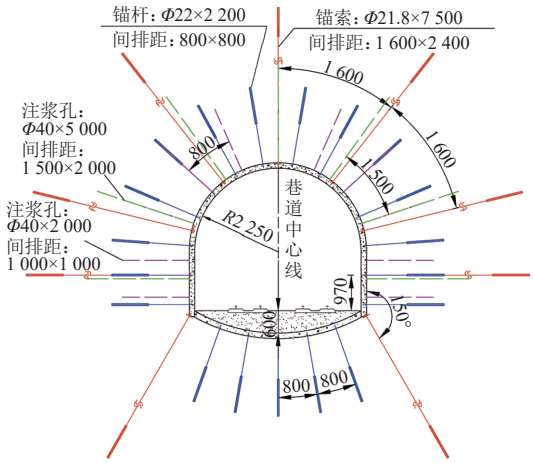


图8 巷道优化支护方案(单位：mm)

Fig. 8 Tunnel optimisation support programme (unit: mm)

5 现场试验

为了验证“反底拱+锚杆索+金属网+喷射混凝土+深浅孔注浆”联合支护技术对巷道围岩变形的控制效果，在巷道新开挖段设置了三个间距30 m的监测站，监测巷道围岩的变形和锚杆的荷载。

巷道围岩变形结果如图9所示。由图9可以看出，在20 d前，巷道顶底板收敛速度约为9.5 mm·d^{-1}，变

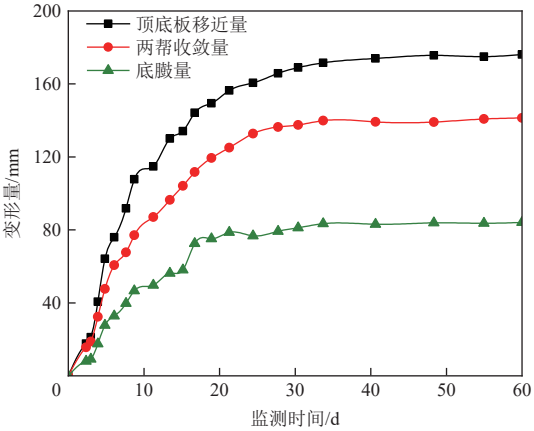


图9 巷道围岩变形曲线

Fig. 9 Deformation curve of the perimeter rock of the roadway

形速度较大，20 d后巷道变形趋于稳定，顶底板最大移近量值为176 mm，两帮最大收敛量141 mm·d^{-1}，最大底臌量为84 mm，与原支护方案相比，顶板沉降量、两帮收敛量和底臌量最大值降幅分别为90.3%、87.5%和82.8%，巷道围岩变形得到有效控制。

锚杆和锚索的轴力监测结果如图10所示。由图10可以看出，巷道拱顶锚杆、锚索轴力初始值分别为46.0 kN和72.8 kN，二者的轴力值随着监测时间的增加而增大，并最终分别稳定在76.8 kN和138.4 kN。帮部锚杆、锚索轴力初始值分别为39.8 kN和69.1 kN，随着监测天数的增加，锚杆、锚索轴力值逐渐增大，并最终分别稳定在72.0 kN和110.8 kN。结合巷道围岩的监测变形结果，说明锚杆和锚索的支护参数对围岩变形有明显的控制作用，巷道的围岩得到了有效控制。

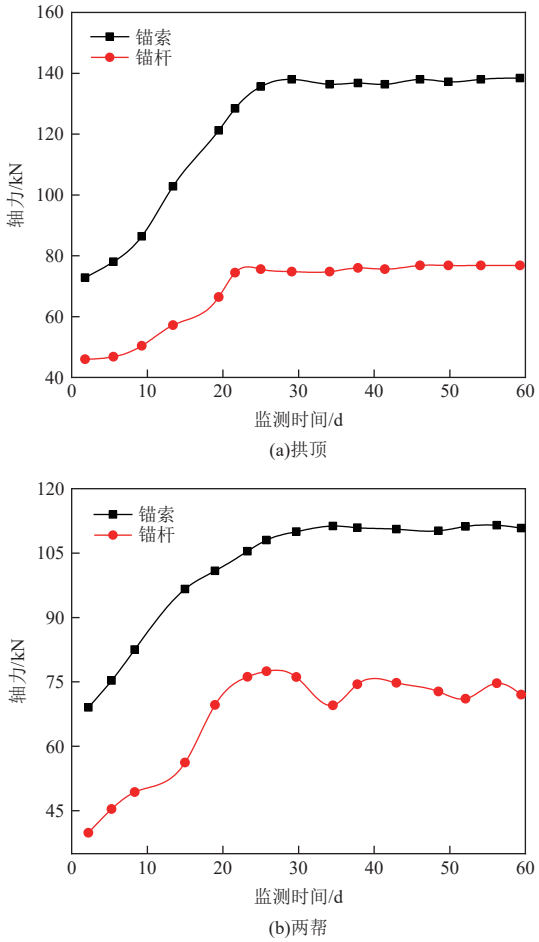


图10 巷道锚杆索轴力变化曲线

Fig. 10 Variation curve of axial force of anchor ropes in the roadway

6 结论

1）巷道围岩破坏的主要原因为高地应力、围岩强度低、遇水软化效应显著及既有支护设计不合理。

2）提出适用于深部富水破碎围岩的“反底拱+锚杆索+金属网+喷射混凝土+深浅孔注浆”协同支护技术体系。

3）工程实践表明，该优化支护方案实施后，巷道顶底板最大移近量、两帮最大收敛量及最大底臌量分别为176、141和84 mm，较原方案对应变形最大值降幅达90.3%、87.5%和82.8%，围岩变形控制效果显著，可为类似地质与工程条件下的巷道支护设计提供参考。

参考文献

[1] 王想君, 李英明, 赵光明, 等. 全长锚固锚杆支护软岩巷道围岩承载结构力学响应解析[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(10): 24-34.
WANG X J, LI Y M, ZHAO G M, et al. Mechanical response analysis of surrounding rock bearing structure of soft rock roadway based on full-length anchorage[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(10): 24-34.

[2] 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 M C, XIE H P, PENG S P, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2803-2813.

[3] 朱友恒, 丁自伟, 刘江, 等. 深部高应力软岩巷道围岩变形机理及控制技术研究[J]. 煤炭工程, 2023, 55(10): 98-104.
ZHU Y H, DING Z W, LIU J, et al. Deformation mechanism and control technology of surrounding rock in deep high stress soft rock roadway[J]. Coal Engineering, 2023, 55(10): 98-104.

[4] 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 L, XUE J H, LIU Q S, 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.

[5] 王襄禹, 张宏伟, 李国栋. 弱胶结富水顶板巷道围岩控制技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2018, 46(1): 88-92.
WANG X Y, ZHANG H W, LI G D. Study on surrounding rock control technology of weakly cemented water-rich roof in roadway[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(1): 88-92.

[6] 王成, 韩亚峰, 张念超, 等. 渗水泥化巷道锚杆支护围岩稳定

性控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2014, 31(4): 575-579.
WANG C, HAN Y F, ZHANG N C, et al. Study on surrounding rock control technology of weakly cemented water-rich roof in roadway[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2014, 31(4): 575-579.

[7] 陈晓祥, 吴俊鹏. 断层破碎带中巷道围岩大变形机理及控制技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(5): 885-892.
CHEN X X, WU J P. Study on the mechanism and control technology of large deformation of roadway surrounding rock in the fault fracture zone[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2018, 35(5): 885-892.

[8] 蔡金龙, 涂敏, 张华磊. 侏罗系弱胶结软岩回采巷道变形失稳机理及围岩控制技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2020, 37(6): 1114-1122.
CAI J L, TU M, ZHANG H L. Deformation and instability mechanism and control technology of mining gateway for Jurassic weak-cemented soft rock roadways[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2020, 37(6): 1114-1122.

[9] 侯朝炯, 王襄禹, 柏建彪, 等. 深部巷道围岩稳定性控制的基本理论与技术研究[J]. 中国矿业大学学报, 2021, 50(1): 1-12.
HOU C J, WANG X Y, BO J B, et al. Basic theory and technology study of stability control for surrounding rock in deep roadway[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2021, 50(1): 1-12.

[10] 何满潮, 杨晓杰, 孙晓明. 中国煤矿软岩黏土矿物特征研究[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2006: 2-5.
HE M C, YANG X J, SUN X M. Study on characteristics of clay minerals in soft rock of coal mines in China[M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 2006: 2-5.

[11] 杜贝举, 刘长友, 吴锋锋, 等. 深井高应力软弱围岩巷道变形机理及控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2020, 37(6): 1123-1132.
DU B J, LIU C Y, WU F F, et al. Deformation mechanism and control technology of roadway in deep mine with high stress and weak surrounding rock[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2020, 37(6): 1123-1132.

[12] 李文洲, 康红普, 姜志云, 等. 深部裂隙煤岩体变形破坏机理及高压注浆改性强化试验研究[J]. 煤炭学报, 2021, 46(3): 912-923.
LI W Z, KANG H P, JIANG Z Y, et al. Deformation failure mechanism of fractured deep coal-rock mass and high-pressure grouting modification strengthening testing[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(3): 912-923.

[13] 彭文斌. FLAC3D实用教程[M]. 北京: 机械工业出版社, 2020.
PENG W B. Practical tutorial of FLAC3D[M]. Beijing: China Machine Press, 2020.

[14] 康红普, 姜鹏飞, 杨建威, 等. 煤矿千米深井巷道松软煤体高压锚注一喷浆协同控制技术[J]. 煤炭学报, 2021, 46(3): 747-762.
KANG H P, JIANG P F, YANG J W, et al. Roadway soft coal control technology by means of grouting bolts with high pressure-shotcreting in synergy in more than 1000 m deep coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(3): 747-762.

[15] 史磊, 侯克鹏, 孙华芬, 等. 某矿膨胀岩巷道支护参数优化数值模拟与工业试验[J]. 矿冶, 2023, 32(2): 1-9.
SHI L, HOU K P, SUN H F, et al. Numerical simulation and industrial test on support parameters optimization of expansive rock roadway in a mine[J]. Mining and Metallurgy, 2023, 32(2): 1-9.