

唐口煤矿井下联络带过断层破碎带支护优化设计研究

王冲¹, 孙燕青², 李鹏宇¹, 翟振¹, 倪志立³

¹山东唐口煤业有限公司, 山东 济宁

²济宁矿业集团花园井田资源开发有限公司, 山东 济宁

³山东科技大学安全与环境工程学院, 山东 青岛

收稿日期: 2025年12月30日; 录用日期: 2026年2月2日; 发布日期: 2026年3月12日

摘要

本文以唐口煤矿联络巷穿越断层破碎带为工程背景, 针对过断层巷道围岩破碎、应力复杂、变形量大等突出问题, 系统开展支护优化设计研究。在分析断层影响区围岩变形特征的基础上, 综合运用地质评估和理论计算, 提出一套以高强锚杆与锚索为核心, 结合超前管棚、注浆与U型钢棚复合支护的优化设计方案。通过锚杆与锚索参数的理论计算与强度验算, 确定了合理的支护参数, 并对U型钢棚进行了结构强度与稳定性校核。验算结果表明, 该支护优化设计可以有效控制围岩变形, 能够实现“主动承载”与“协同支护”的有效结合。本文研究的相关结论与关键技术, 对今后类似地质条件下的巷道掘进实践具有重要的指导意义和技术支撑。

关键词

支护技术, 支护优化, 超前管棚, U型钢棚

Research on Optimized Support Design for Fault Zone Breccia Belts in Underground Connecting Galleries at Tangkou Coal Mine

Chong Wang¹, Yanqing Sun², Pengyu Li¹, Zhen Zhai¹, Zhili Ni³

¹Shandong Tangkou Coal Industry Co., Ltd., Jining Shandong

²Jining Mining Group Huayuan Mining Field Resource Development Co., Ltd., Jining Shandong

³College of Safety and Environmental Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao Shandong

Received: December 30, 2025; accepted: February 2, 2026; published: March 12, 2026

文章引用: 王冲, 孙燕青, 李鹏宇, 翟振, 倪志立. 唐口煤矿井下联络带过断层破碎带支护优化设计研究[J]. 矿山工程, 2026, 14(2): 244-252. DOI: 10.12677/me.2026.142027

Abstract

This paper presents an engineering case study of the Tangkou Coal Mine connecting drift traversing the fault zone. Addressing prominent challenges such as fractured rock mass, complex stress conditions, and significant deformation along the fault-crossing drift, systematic research was conducted on optimised support design. Building upon an analysis of rock mass deformation characteristics within the fault influence zone, this study integrates geological assessment and theoretical calculations to propose an optimized support scheme. This scheme centres on high-strength rock bolts and rock bolts, complemented by advance pipe arches, grouting, and composite U-shaped steel arch support. Theoretical calculations and strength verification of rock bolt parameters established optimal support specifications, while structural strength and stability checks were performed on the U-shaped steel arches. Verification results demonstrate that this optimized support design effectively controls surrounding rock deformation, achieving an effective combination of “active load-bearing” and “cooperative support”. The conclusions and key technologies explored in this study provide significant guidance and technical support for future tunnel excavation practices under similar geological conditions.

Keywords

Support Technology, Support Optimization, Advance Pipe Arch, U-Shaped Steel Canopy

Copyright © 2026 by author(s) and Hans Publishers Inc.

This work is licensed under the Creative Commons Attribution International License (CC BY 4.0).

<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>



Open Access

1. 引言

随着矿井采掘范围及深度不断增大,煤层赋存条件更趋复杂,巷道掘进受断层等构造影响更趋明显。断层影响区内往往存在构造应力复杂、煤岩体破碎、围岩变形量大等问题[1]-[3]。严重威胁井下作业人员的安全与正常生产秩序[4][5]。因此,开展过断层巷道围岩稳定控制技术研究,对保障煤矿安全高效开采具有重要意义[6]。

目前,已有众多学者围绕该问题展开研究。例如,王东[7]通过数值模拟研究了近断层巷道的变形规律,并提出采用斜拉锚索支护技术,现场试验证明其有效提升围岩稳定性;朱文心等[8]基于FLAC3D软件分析了煤矿输送机巷道围岩失稳机制,发现断层会显著扩大围岩塑性区与变形范围;陶文斌[9]探讨了过断层破碎带巷道的变形机理,提出“超前注浆支护+架棚+二次注浆”的综合控制方法,实现了较好的长期稳巷效果;冯亮[10]针对王坪煤矿8306工作面回风顺槽在构造影响区出现的煤柱帮垮落、变形严重等问题,提出综合柔性卸压注浆、L型钢棚及水力膨胀锚杆进行联合支护,具体给出联合支护参数并分析工程应用效果,现场应用后回风顺槽顶底板、两帮变形量分别控制在380、270 mm以内,巷道断层可满足8306工作面回采需要;曾金平[11]在掘进通过断层导致的破碎带时,对于不稳定的围岩,采取撞楔的方式进行超前支护;张有福[12]通过数值模拟与现场实测的方法,分析了原设计支护方案与加强支护方案条件下掘进巷道过断层期间围岩变形特征。上述研究为过断层巷道支护提供了重要的理论与实践依据。然而,由于不同工程中围岩地质条件与应力环境存在差异,支护方案需根据具体巷道变形特征进行针对性设计,以兼顾安全性与经济性。

本文以唐口煤矿井底联络巷为工程背景,综合运用地质评估、理论分析与现场实践方法,系统研究以高强锚杆与锚索为核心,辅以超前管棚注浆与U型钢棚复合支护的优化设计方案,并验算其支护效果,

旨在为类似条件下的巷道支护设计提供理论依据与实践参考。

2. 概述

2.1. 工程概况

井田受区域河流倾斜构造的影响,该区域的产状要素主要表现为北东向($10^{\circ}\sim 30^{\circ}$)缓倾,倾角变化于 9° 至 25° 之间。研究区内岩层总体产状稳定,走向与倾向变化较小,仅局部可见,倾角在 7° 至 32° 之间波动。井底联络巷向前掘进过程中,将揭露ZF10断层($\angle 65^{\circ}H=0\sim 15\text{ m}$)。在井底联络巷停掘位置里程122 m处进行钻探施工,根据现场施工情况,向前约28 m范围内岩石完整,岩性较好,可以采用正常原设计支护进行施工。28~35 m段岩石较破碎,计划掘进约28 m后调整支护方式。

井底联络巷采用直墙半圆拱形断面设计,断面的主要掘进尺寸参数如下:掘进宽度5800 mm,掘进高度4850 mm,掘进面积 $=23.18\text{ m}^2$;净宽5500 mm、净高4550 mm,净面积 $=21.92\text{ m}^2$ 。躲避硐室断面掘进宽度2200 mm、掘进高度2600 mm,掘进面积 $=5.19\text{ m}^2$;净宽2000 mm、净高2400 mm,净面积 $=4.36\text{ m}^2$,深度1500 mm。躲避硐室共设计3个,均布置于巷道左帮,在斜巷段按40米间距设置。

+1230 m水平运输石门围岩属于第2等级,围岩较稳定,因为井底联络巷从+1230 m水平运输石门开口以及转向施工后离+1230 m水平运输石门距离较近,地质构造以及其他情况相同,所以井底联络巷围岩属于第2等级,围岩较稳定。

2.2. 优化设计原理

支护优化设计原理核心在于综合运用动态信息设计法与一次支护原则,构建以高预应力锚杆与锚索为主体,并与注浆加固及U型钢支架协同作用的综合支护设计。设计基于悬吊理论和组合拱理论,通过理论计算与工程类比确定了锚杆与锚索的合理参数,使其不仅能有效控制顶板冒落拱发展、形成稳定的次生承载结构,更通过高预应力的施加,将支护机制由被动承载转变为主动加固,在围岩中形成连续的压应力带,显著提升了围岩的整体性与自承能力。针对断层破碎带等地质条件复杂段,设计采用了动态强化策略,即在锚网索喷的基础上,适时引入超前管棚注浆与U型钢棚结合的综合支护。超前管棚注浆能通过浆液渗透胶结松散岩体,从根本上改善围岩力学性能,而36U型钢棚则提供高强度外部刚性支撑,二者形成“内固外撑”的协同机制。通过系统的荷载计算与强度验算,证实该支护体系在各控制截面的应力及稳定性均满足规范要求。同时,施工中贯彻小循环掘进、实时监测与全过程安全管控,确保了支护体系能根据地质信息动态优化,最终实现对复杂围岩条件的有效控制与安全施工。

3. 现有支护参数及布置方式

3.1. 掘进支护

支护所用钢筋网标准如下:网片尺寸 $2000\times 1100\text{ mm}$,网格尺寸 $100\times 100\text{ mm}$ 。网片安装需满足以下要求:搭接宽度 $\geq 100\text{ mm}$,所有搭接处均采用双股14号铁丝绑扎,连网点距 $\leq 200\text{ mm}$ 。巷道顶、帮均采用 $\phi 20\times 2200\text{ mm}$ 高强锚杆支护,间排距 $800\times 800\text{ mm}$,锚杆起锚高度不大于300 mm,扭矩100 N·m,锚杆支护采用MSCKa2335型锚固剂,每根使用2卷。补强锚索规格为 $\phi 17.8\times 6200\text{ mm}$,布置间排距为 $1600\times 2400\text{ mm}$;每根锚索使用MSCKa2370型和MSCKa2335型高强锚固剂各2卷及1卷,并施加不低于100 kN的预紧力。围岩支护设计如图1所示。

3.2. 插管注浆加固

掘进期间,缩小锚杆(索)间排距后,仍然不能满足顶板安全时,及时进行注浆加固施工。沿工作面掘进方向打眼,注浆孔间距为1000 mm,孔深5 m,注浆孔角度与掘进工作面坡度成 10° 上扬夹角。注浆孔

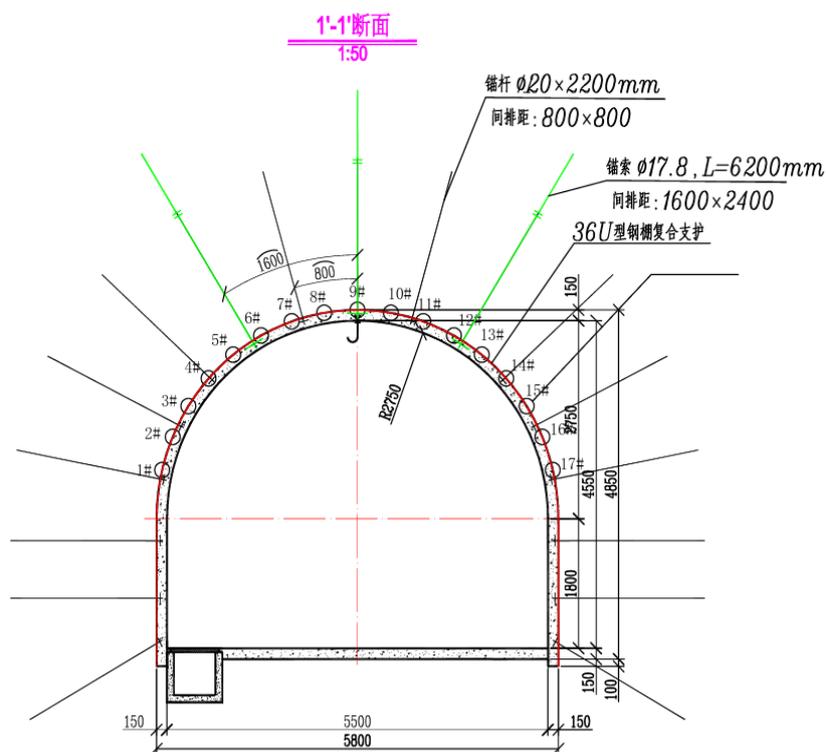


Figure 1. Cross-section support diagram
图 1. 断面支护图

布置范围为巷道拱基线以上。

3.3. 刚性支护

当缩小锚杆(索)间排距、注浆加固措施后仍然不能满足顶板安全时,及时增加 36U 型钢棚复合支护,采用 36U 型钢棚密排架设,棚距 0.8 m,原则上钢棚滞后迎面墙不大于 4 m。

4. 优化支护方案

根据《煤矿巷道锚杆支护技术规范》(GB/T 35056-2018)规范要求,确定了井底联络巷的断面尺寸:其设计净断面为宽 5.5 m、高 4.55 m,据此核算的净面积为 21.92 m²;为形成该净空,掘进断面尺寸设定为宽 5.8 m、高 4.85 m,相应的掘进面积为 23.18 m²。

4.1. 锚杆支护设计

4.1.1. 锚杆长度计算

根据悬吊理论,顶板锚杆长度由下式确定:

$$L = KH + L_1 + L_2 \quad (4.1)$$

式中: L ——锚杆总长度(m);

K ——安全系数,此处取值为 2;

L_1 ——锚入稳定岩层深度,取 0.4 m;

L_2 ——外露长度,取 0.05 m;

H ——冒落拱高度。

冒落拱高度按普氏理论计算:

$$H = \frac{B}{2f} = \frac{5.8}{2 \times 4} = 0.725 \text{ m} \quad (4.2)$$

代入得:

$$L = 2 \times 0.725 + 0.4 + 0.05 = 1.9 \text{ m}$$

实际选用顶锚杆长度为 2.2 m, 大于计算值 1.9 m, 满足要求。

对于帮部锚杆, 采用经验公式:

$$L = \frac{1+f}{1+2f} + \frac{B-1}{B+1} = 0.555 + 0.705 = 1.261 \text{ m} \quad (4.3)$$

实际选用的锚杆长度为 2.2 m, 亦满足要求。

式中: f ——普氏系数, 根据岩石物理力学参数取 4;

B ——巷道宽度, 取巷道最大段宽度 5.8 m。

4.1.2. 锚杆直径计算

锚杆直径按下式验算:

$$D = 1.13 \sqrt{\frac{Q}{\sigma}} = 1.13 \sqrt{\frac{100 \times 10^3}{500 \times 10^6}} = 0.0159 \text{ m} = 15.9 \text{ mm} \quad (4.4)$$

矿井选用的锚杆直径为 20 mm, 大于 15.9 mm, 完全满足巷道支护需求。结合邻近巷道+1230 m 水平运输石门、永久避难硐室、+1230 m 水平轨道石门的支护经验类比, 巷道采用 $\varphi 20 \times 2200$ mm 高强锚杆 (设计锚固力 100 kN, 屈服强度为 500 MPa) 满足支护要求。

4.1.3. 锚杆间排距计算

锚杆间排距 a 由下式确定:

$$a = \sqrt{\frac{Q}{KH\gamma}} = \sqrt{\frac{100}{2 \times 0.725 \times 26}} \approx 1.628 \text{ m} \quad (4.5)$$

矿井的锚杆间排距为 0.9 m, 小于 1.628 m, 完全满足巷道支护需求。通过以上理论计算, 结合矿井巷道工程支护经验, 井底联络巷掘进期间, 顶板锚杆间排距取 900×900 mm, 帮部锚杆间排距取 900×900 mm, 完全满足巷道支护需求。结合邻近巷道+1230 m 水平运输石门、永久避难硐室、+1230 m 水平轨道石门的支护经验类比, 巷道支护选用 $\varphi 20 \times 2200$ mm 的高强锚杆, 其设计锚固力为 100 kN, 屈服强度达 500 MPa。锚杆按 900×900 mm 的间排距布置, 经验算, 该方案能满足巷道稳定性要求。

4.2. 锚索支护设计

4.2.1. 锚索长度计算

锚索长度由下式确定:

$$L = L_a + L_b + L_c + L_d \quad (4.6)$$

式中: L ——锚索的总长, 单位为 m;

L_a ——锚索深入稳定层的锚固深度, 单位为 m;

L_b ——不稳定岩体厚度, 此处取值为 1.9 m;

L_c ——上托盘及锁具厚度, 取 0.1 m;

L_d ——外露长度, 取 0.2 m。

其中, L_a 为锚固深度, 按下式计算:

$$L_a \geq \frac{K \cdot d_1 \cdot f_a}{4f_c} = \frac{2 \times 17.8 \times 1860}{4 \times 10} = 1655.4 \text{ mm} \approx 1.7 \text{ m} \quad (4.7)$$

取 $L_b = 1.9 \text{ m}$, $L_c = 0.1 \text{ m}$, $L_d = 0.2 \text{ m}$, 则:

$$L = 1.7 + 1.9 + 0.1 + 0.2 = 3.9 \text{ m}$$

实际选用的锚索长度为 6.2 m, 满足要求。

式中: K ——安全系数, 取 2;

d_1 ——锚索钢绞线直径, 取 17.8 mm;

f_a ——钢绞线的高抗拉强度, 达 1860 MPa;

f_c ——粘结强度, 取 10 N/mm²。

4.2.2. 锚索间排距计算

锚索排距 L 按下式验算:

$$L \leq \frac{n \cdot F_2}{B \cdot H \cdot \gamma - \frac{2F_1 \sin \theta}{L_1}} = \frac{3 \times 320}{5.8 \times 2.2 \times 26 - \frac{2 \times 100 \times \sin 75^\circ}{0.9}} \approx 8.19 \text{ m} \quad (4.8)$$

实际采用间排距为 1800 mm × 2700 mm, 远小于计算值, 满足要求。

式中: n ——每排锚索数, 取 3;

F_2 ——锚索极限承载力, 取 320 kN;

B ——巷道最大掘进宽度, 取 5.8 m;

H ——巷道最大冒落拱高度, 取 2.2 m;

γ ——锚索托顶容重, 取 26 kN/m³;

F_1 ——锚杆锚固力, 取 100 kN;

θ ——锚杆与巷道顶板夹角, 取 75°;

L_1 ——锚杆排距, 取 0.9 m。

4.2.3. 钢绞线直径验算

钢绞线直径 d 按下式计算:

$$d = 2 \sqrt{\frac{K \cdot N_t}{\pi \cdot f_{ptk}}} = 2 \sqrt{\frac{1.8 \times 250 \times 10^3}{\pi \times 1860}} \approx 17.5 \text{ mm} \quad (4.9)$$

实际选用 $\varphi = 17.8 \text{ mm}$ 钢绞线, 满足强度要求。

式中: N_t ——拉力设计值, 取 $250 \times 10^3 \text{ N}$;

f_{ptk} ——抗拉强度标准值, 取 1860 MPa;

K ——安全系数, 取 1.8。

4.3. 超前骨架管棚与注浆加固设计

4.3.1. 超前骨架管棚设计

超前骨架管棚注浆施工方法, 形成超前骨架, 加固巷道顶板。本次管棚孔暂定 17 个, 管棚孔: 沿巷道轮廓线开孔, 孔间距 400 mm, 孔深 40 m, 下入管棚 34 m 至孔底, 覆盖破碎区前后 3 m 至 5 m, 终孔

控制巷道两帮及顶板距离 1 m 范围。钻孔结构：孔径 $\phi 92$ mm。注浆材料选用高强度超细水泥，水灰比 1:1，注浆压力 2~3 MPa，确保浆液充分渗透。

4.3.2. 注浆加固设计

注浆孔间排距为 1000 mm \times 4000 mm，孔深 5 m，角度与工作面成 10° 上扬。注浆材料为 PO42.5 普通硅酸盐水泥，水灰比 1:1，注浆压力 1.5~2 MPa。注浆范围集中于围岩破碎区，以提高整体稳定性。

4.4. U 型钢支架支护设计

4.4.1. 结构参数

支架为 36U 型钢，巷道净宽 5700 mm，净高 4800 mm，拱高 3000 mm，墙高 2050 mm，棚距 800 mm。搭接长度 500 mm，每搭接处设 3 副 U 型卡缆，扭矩 ≥ 200 Nm。

4.4.2. 荷载与内力计算

按普氏理论计算可得冒落拱高：

$$h_0 = \frac{B}{2f_k} = \frac{6}{2 \times 2} = 1.5 \text{ m} \quad (4.10)$$

竖向面荷载：

$$q = \gamma \cdot h_0 = 26 \times 1.5 = 39 \text{ kN/m}^2 \quad (4.11)$$

线荷载：

$$q_k = q \cdot b = 39 \times 0.8 = 31.2 \text{ kN/m} \quad (4.12)$$

侧压系数取 0.5，侧向线荷载：

$$e_k = 0.5 \times 39 \times 0.8 = 15.6 \text{ kN/m}$$

控制截面内力如下：拱顶：轴力 $N = 93.6$ kN，弯矩 $M \approx 0$ ；拱肩：轴力 $N = 167.1$ kN，弯矩 $M = 140.4$ kN·m；墙脚：轴力 $N = 32.0$ kN，弯矩 $M = 32.8$ kN·m。

4.4.3. 强度与稳定性验算

1) 采用压弯构件应力公式进行验算拱肩应力：

$$\sigma = N/A + M/W \leq [f] = \frac{167.1 \times 10^3}{8610} + \frac{140.4 \times 10^6}{678 \times 10^3} \approx 226.5 \text{ MPa} < 235 \text{ MPa} \quad (4.13)$$

墙脚应力：

$$\sigma = \frac{32.0 \times 10^3}{8610} + \frac{32.8 \times 10^6}{678 \times 10^3} \approx 52.1 \text{ MPa} < 235 \text{ MPa}$$

长细比 $\lambda \leq 15.2$ ，远小于容许值 150；局部宽厚比为 12，满足 Q235 钢稳定要求。

4.4.4. 刚柔支护协同作用机理

高强锚索于 36U 型钢棚的复合支护体系，核心逻辑是柔性支护主动约束激发围岩自承能力，刚性支护被动承载兜底残余变形，二者在时空与力学维度形成协同效应，精准应对断层破碎带非对称大变形。超前管棚注浆先行改善岩体参数。提升 c 、 ϕ 值，锚索及时施加预紧力约束早期变形，U 型钢棚后续跟进兜底后期变形。三者在施工时序上衔接、力学作用上互补，实现控制非对称大变形。

5. 围岩控制效果分析

在围岩支护优化段布置测点 1、2，通过交叉法跟踪监测围岩变形情况，以便分析围岩支护优化效果。测点监测时间为 196 d，具体监测结果如图 2、图 3 所示。

如图 2、图 3 所示，在支护完成 84 d 内围岩变形量增加速度较快，支护完成 112 d 后围岩变形量逐渐

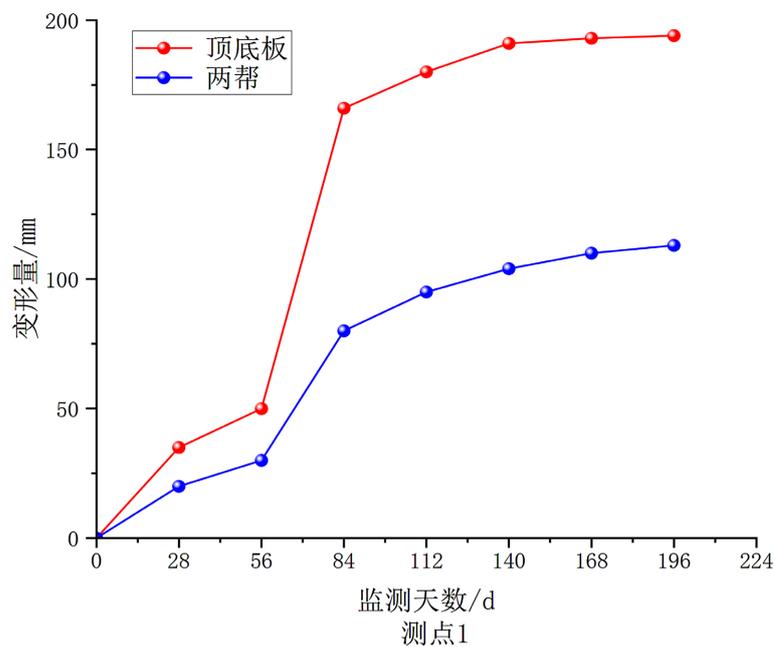


Figure 2. Optimized monitoring curve of surrounding rock deformation at measuring point 1
图 2. 优化后测点 1 围岩变形监测曲线

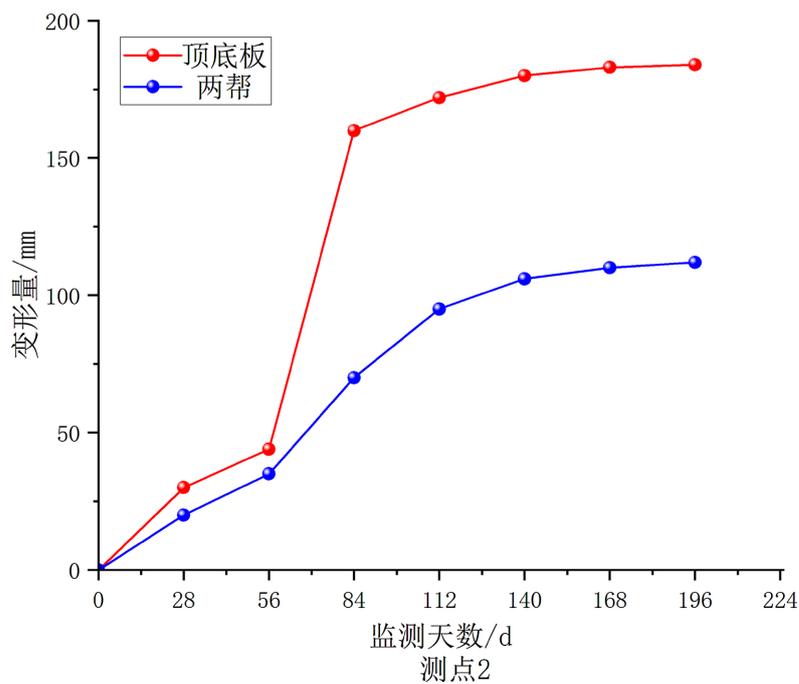


Figure 3. Optimized monitoring curve of surrounding rock deformation at measuring point 2
图 3. 优化后测点 2 围岩变形监测曲线

趋于稳定。在整个监测期间,测点 1、2 两处围岩变形监测曲线变化趋势相近,其中测点 1 顶底板、两帮变形量最大分别为 194 mm、113 mm,测点 2 顶底板、两帮变形量最大分别为 184 mm、112 mm,两个测点围岩变形量整体均较小。巷道围岩稳定性得到了有效控制。

支护优化设计通过理论计算确定了高强锚杆($\phi 20 \times 2200$ mm)与高预紧力锚索($\phi 17.8 \times 6200$ mm)的合理参数,使其在悬吊理论与组合拱理论指导下形成稳定的次生承载结构,并通过高预应力实现由被动承载向主动加固的转变,有效提升围岩整体性与自承能力;针对断层破碎带围岩条件,采用循序渐进的强化支护策略,在正常段采用锚网索喷支护,而在破碎区及时升级为“锚网索喷 + 注浆 + U 型钢棚”复合体系,其中注浆加固改善岩体力学性能,U 型钢提供高强度外部支撑,二者形成“内固外撑”的协同机制,经验算其强度与稳定性均满足规范要求;在施工过程中,依托小循环掘进、严格控顶、及时临时支护与实时监测等全过程安全管控措施,构建起能够动态响应地质变化的安全保障体系,最终通过理论、设计、支护与管理的有机结合,实现了对复杂围岩条件的有效控制与安全施工。

6. 结论

本文提出了以“高预应力、高强度、高刚度”锚网索主动支护为核心,辅以超前管棚、注浆加固及 36U 型钢棚刚性支护的多层次支护体系,并得出以下结论:

1) 理论计算与强度验算证实, $\phi 20 \times 2200$ mm 高强锚杆, $\phi 17.8 \times 6200$ mm 锚索,以及锚杆间排距 900×900 mm、锚索间排距 1800×2700 mm 等布置参数,完全满足支护强度与稳定性要求。

2) 在断层破碎带,通过加密支护参数、实施注浆改良岩体,以及架设间距 0.8 m 的 36U 型钢棚,将松散围岩转化为协同承载的复合结构,能够实现由“被动承压”向“主动承载”的转变,降低顶板冒落、瓦斯异常、水害等重大风险发生的可能性。通过刚柔支护协同作用,实现控制非对称大变形。

3) 根据围岩破碎的实际情况,选择采用超前骨架、注浆或架棚施工,将破碎围岩支护的“被动承压”转化为“主动承载”,通过超前骨架管棚注浆提升岩体自身强度,配合高强度支护架棚构件,使围岩由松散体转变为具有承载能力的复合结构体,确保支护体系与围岩形成协同承载结构。

参考文献

- [1] 刘广伟. 协同锚固技术在大采深构造带区域巷道支护中的应用[J]. 煤矿现代化, 2024, 33(4): 9-12.
- [2] 丁永红. 回采巷道过断层破碎带联合支护技术研究[J]. 能源技术与管理, 2024, 49(3): 1-4.
- [3] 刘飞跃. 5702 运输巷掘进过逆断层围岩支护设计及实践分析[J]. 煤, 2024, 33(8): 98-100.
- [4] 侯二强. 高阳煤矿 31113 工作面回风顺槽过断层破碎带支护技术研究[J]. 晋控科学技术, 2023(3): 46-49.
- [5] 翟中一. 长平矿 43101 巷过断层破碎带支护技术分析[J]. 江西煤炭科技, 2024(1): 64-66+69.
- [6] 冯冉. 东滩煤矿 3308 综放工作面过断层破碎带技术及安全措施研究[J]. 煤矿现代化, 2023, 32(5): 1-5.
- [7] 王东. 断层附近巷道控制机理与支护技术[J]. 煤炭技术, 2014, 33(11): 106-108.
- [8] 朱文心, 胡成果, 董晓. 深部过断层巷道失稳破坏机理及控制技术研究[J]. 煤炭技术, 2018, 37(3): 65-68.
- [9] 陶文斌, 马海峰, 罗勇, 等. 大断面巷道过大落差逆断层破碎带支护技术[J]. 煤炭工程, 2016, 48(1): 56-58.
- [10] 冯亮. 应力叠加区回采巷道围岩破碎机理及支护技术研究[J]. 能源技术与管理, 2024, 49(4): 70-72.
- [11] 曾金平. 煤矿掘进工作面过断层巷道支护技术探析[J]. 能源与节能, 2025(7): 226-228.
- [12] 张有福. 2304 面回采巷道掘进过断层支护参数设计与应用[J]. 江西煤炭科技, 2024(1): 54-56.