

软岩巷道帮锚索加强支护技术研究

郑鸿彪¹, 张宇鹏¹, 庞杰文^{1,2*}

¹太原科技大学安全与应急管理工程学院, 山西 太原

²粉尘职业危害防控与煤矿安全智能装备研发山西省重点实验室, 山西 太原

收稿日期: 2026年5月15日; 录用日期: 2026年6月8日; 发布日期: 2026年6月16日

摘要

为解决长治某矿91-103工作面运输顺槽地处深部且软岩巷道顶板下沉, 两帮变形难题, 以该工作面3号煤层软岩巷道为研究对象, 采用FLAC3D数值模拟方法, 对比分析原有支护方案与帮锚索加强支护方案的围岩变形与应力分布特征。研究表明, 通过帮锚索加强支护方案顶板下沉量减少593.56 mm; 底鼓减少58.79 mm; 左帮减少452.96 mm; 右帮减少450.79 mm, 模拟显示该支护方式对于解决工作面软岩巷道围岩变形严重的问题具有显著且实际的效果。

关键词

支护设计, 数值模拟, FLAC3D

Study on Side Cable Reinforced Support Technology of Soft Rock Roadway

Hongbiao Zheng¹, Yupeng Zhang¹, Jiewen Pang^{1,2*}

¹School of Safety and Emergency Management Engineering, Taiyuan University of Science and Technology, Taiyuan Shanxi

²Shanxi Provincial Key Laboratory of Dust Occupational Hazard Prevention and Control and Intelligent Equipment for Coal Mine Safety, Taiyuan Shanxi

Received: May 15, 2026; accepted: June 8, 2026; published: June 16, 2026

Abstract

To address the challenges of roof subsidence and rib deformation in the deep soft rock roadway of the 91-103 working face haulage gateway in a Changzhi coal mine, this study takes the soft rock roadway of the No. 3 coal seam in this working face as the research object and uses the FLAC3D

*通讯作者。

numerical simulation method to compare and analyze the surrounding rock deformation and stress distribution characteristics of the original support scheme and the side cable reinforced support scheme. The results show that the roof subsidence is reduced by 593.56 mm, floor heave by 58.79 mm, left rib deformation by 452.96 mm, and right rib deformation by 450.79 mm through the side cable reinforced support scheme. Simulations demonstrate that this support method has a significant and practical effect on solving the severe surrounding rock deformation of soft rock roadways in the working face.

Keywords

Support Design, Numerical Simulation, FLAC3D

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

随着我国矿产资源开采逐步向深部延伸, 软岩巷道的出现频率日益增高, 其支护难题已成为制约地下工程安全高效施工、长期稳定运营的核心瓶颈之一。软岩作为一种强度低、孔隙度大、胶结程度差、遇水易软化膨胀的特殊岩体, 在巷道开挖后, 原岩应力平衡被打破, 围岩受力重新分配, 易产生持续且显著的塑性形变, 表现为顶板下沉、两帮内挤、底鼓突出等变形破坏现象, 不仅严重影响巷道正常使用和设备安装, 更可能引发冒顶等安全事故, 威胁施工人员生命安全, 造成巨大的经济损失和工期延误。

为此, 学者们展开了大量研究, 康永水等[1]系统梳理了我国软岩大变形灾害控制技术与方法的研究进展, 指出深部高应力与软岩低强度的核心矛盾是巷道失稳的关键诱因。何满潮团队[2]针对深部软岩非线性大变形特征, 提出开挖补偿支理论, 研发 NPR 恒阻大变形锚索, 为软岩巷道的协调变形控制提供了新路径。谢生荣等[3]提出外锚-内卸协同控制技术, 通过浅部锚索强化与深部大直径造穴卸压, 有效解决了强采动软碎煤巷的持续大变形问题。王志根等[4]针对千米级巨厚松散层软岩矿井, 构建“一次强支、注浆改性、卸压补强”的综合治理体系, 显著提升了软岩巷道的长期稳定性。孟庆彬等[5]通过数值模拟与现场试验, 揭示了锚喷-U 型钢联合支护下深部软岩巷道的围岩-支护相互作用机制, 优化了复合支护结构的力学匹配性。刘家顺等[6]等针对西部矿区弱胶结软岩地层巷道围岩自稳能力差、变形大、支护易失效等问题, 基于巷道开挖扰动应力旋转特征, 提出了考虑主应力旋转效应的弱胶结巷道锚杆(索)+金属网的非对称耦合支护技术, 并进行了数值模拟分析和现场工业试验; 徐磊[7]针对深部高应力软岩巷道, 提出“锚杆+锚索+注浆”联合支护方案, 现场应用表明围岩变形量降低 60%以上, 有效控制了围岩流变。高明仕团队[8]进一步发展梯次支护、强弱强耦合理念, 针对泥岩泥化巷道提出梯级强化控制技术, 通过分级锚注与旋喷注浆实现了软岩围岩的多层次加固。李永超等[9]、陈丽俊等[10]也分别从全锚索支护、密集钻孔卸压等角度开展研究, 推动了软岩巷道支护技术向精细化、协同化方向发展。然而, 由于软岩赋存条件的高度复杂性与工程地质的差异性, 特别是砂质泥岩、泥岩等遇水极易崩解的特殊软岩巷道, 传统等强支护方式常因与围岩变形不协调、支护阻力匹配性差而失效, 导致围岩大变形难以有效遏制。

长治某矿 103 工作面运输顺槽直接顶为泥岩, 直接底为砂质泥岩, 属于典型软岩巷道, 这种地质条件造成巷道围岩变形严重并且工作面超前区域压力极大, 对矿井安全生产造成威胁。该工作面以往采用的支护方式, 因未充分适配其软岩地质, 难以有效控制围岩变形问题。为破解上述工程难题, 保障井下作业安全与生产工作顺利开展, 本文采用数值模拟分析方法, 对矿井原有支护方式与非等强梯次支护方

式进行对比研究，系统分析两种支护方式的支护效果差异，分析巷道帮锚索加强支护技术解决该矿软岩巷道变形问题的可行性与有效性，为矿井软岩巷道支护优化提供理论依据与工程参考。

2. 工程概况

长治某矿 91-103 工作面布置紧凑，东部 540 皮带大巷，北部 91-105 回采工作面，西部 91-1 采区措施巷，南部 91-102 设计工作面，开采衔接较为紧密且与未来矿井开采关系密切。该工作面埋深约 520 m，主要开采 3 号煤层，煤层总厚度为 6.41 m，采高为 3.3 m，顶煤平均厚度为 3.11 m，采用走向长壁、后退式综合机械化低位放顶煤一次采全高全部垮落采煤法，采用端部割三角煤斜切进刀，进刀距离 45 m。该工作面采用“Y 型 + 高抽巷”通风及巷道布置模式，共设 6 条巷道，其中运输顺槽、进风巷一(沿空留巷复用)、进风巷二、辅助运输巷为进风通道，尾巷为回风通道，巷道分布情况复杂且属于软岩巷道。具体工作面煤层及顶底板情况见表 1。

Table 1. Workface coal seam and top-bottom plate condition table

表 1. 工作面煤层及顶底板情况表

围岩名称	岩性	厚度(m)	岩性描述
老顶	中粒砂岩	18.40~18.84 18.62	灰色中厚层状，长石石英为主，含白云母，层面黑色，见煤粉，水平层理。
直接顶	泥岩	1.65~3.59 2.62	黑色，块状，层面见丰富的植物化石及煤粉，断口平坦，中厚层状，泥质结构，中夹煤线，有明显的植物化石。
	煤	2.75 (0.15) 1.75 (0.20) 1.56	
直接底	砂质泥岩	0.54~1.80 1.17	黑色，块状，具滑面，断口不平。
老底	粉砂岩	0.76~1.2 0.98	灰黑色，块状，层面见白云母碎片，粉粒结构，钙质胶结，中夹薄煤层，有植物化石。

3. 支护方案设计

长治某矿 103 工作面受西部采区措施巷采空区和东部 540 皮带大巷侧向支承压力影响，巷道两帮变形严重。当 103 低位放顶煤综采工作面回采时，本工作面超前支承压力以及邻近采空区侧向支承压力的叠加影响，变形破坏更为严重，影响矿井安全高效生产。为此拟对长治某矿 103 工作面进行巷道的帮部锚索加强支护，减少工作面巷道两帮变形程度和减小综采工作面超前区域压力，促进煤矿安全生产。原支护方案见图 1，帮部锚索加强支护方案见图 2。

方案一：顶锚杆选用 $\Phi 22.00 \times 2400$ mm 的螺纹钢，间排距设定为 900×800 mm；顶锚索采用 $\Phi 22.00 \times 9300$ mm 的螺纹钢，锚索采用 2-3-2 布置。帮锚杆选用 $\Phi 22 \times 2000$ mm 的螺纹钢，间排距为 900×1000 mm。

方案二：顶锚杆选用 $\Phi 22.00 \times 2400$ mm 的螺纹钢，间排距设为 900×800 mm；顶锚索采用 $\Phi 22.00 \times 9300$ mm 的螺纹钢，锚索采用 2-3-2 布置。帮锚杆规格和间排距与方案一相同，帮锚索采用 $\Phi 22.00 \times 5000$ mm 的螺纹钢，间排距为 900×800 mm，按照“2-1-2”方式布置。

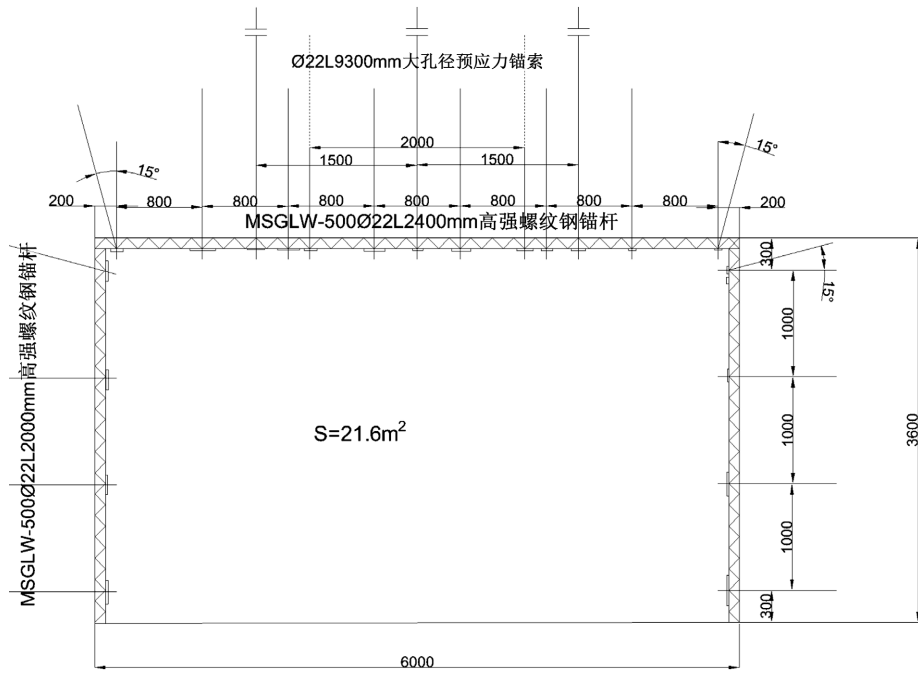


Figure 1. Schematic diagram of one of the protection methods
图 1. 方案一支护方式示意图

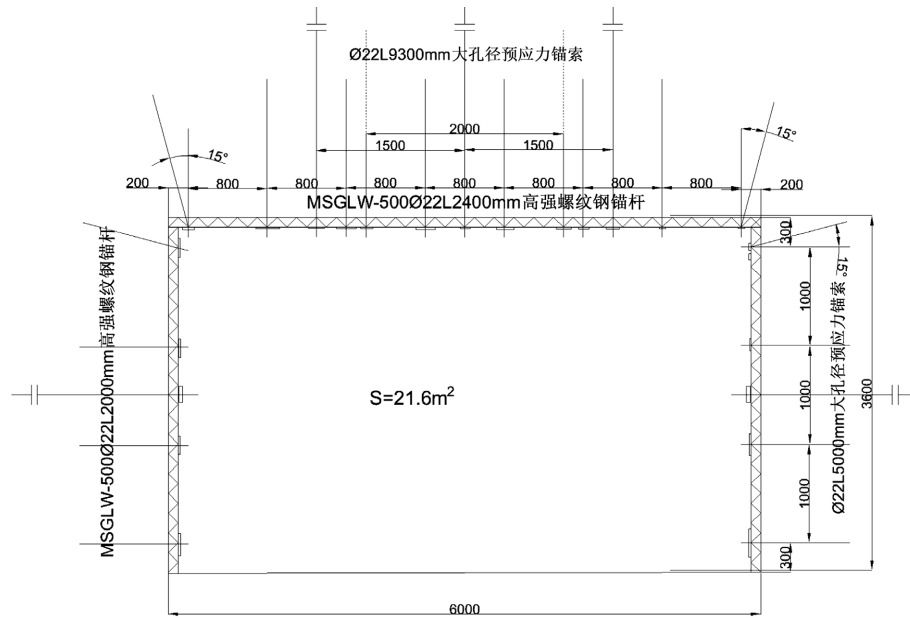


Figure 2. Diagram of the support method for option two
图 2. 方案二支护方式示意图

4. 软岩巷道帮部锚索加强支护效果分析

4.1. 建立模型

根据 103 工作面地质条件和顶底板岩层情况, 运用 FLAC3D 数值模拟软件构建数值模型, 模拟上覆岩层自重应力边界与初始地应力条件。模型长 66 m, 宽 50 m, 高 100 m, 共划分 180,000 个单元, 189,771

个节点；模型前后、左右限制水平移动，底部为固定边界，上部为自由边界并施加 11.5 MPa 均布荷载，重力加速度设置为 10 m/s^2 ，初始应力条件为水平应力 15.6 MPa、垂直应力 13 MPa，侧压系数 1.2。具体模型示意图见图 3。

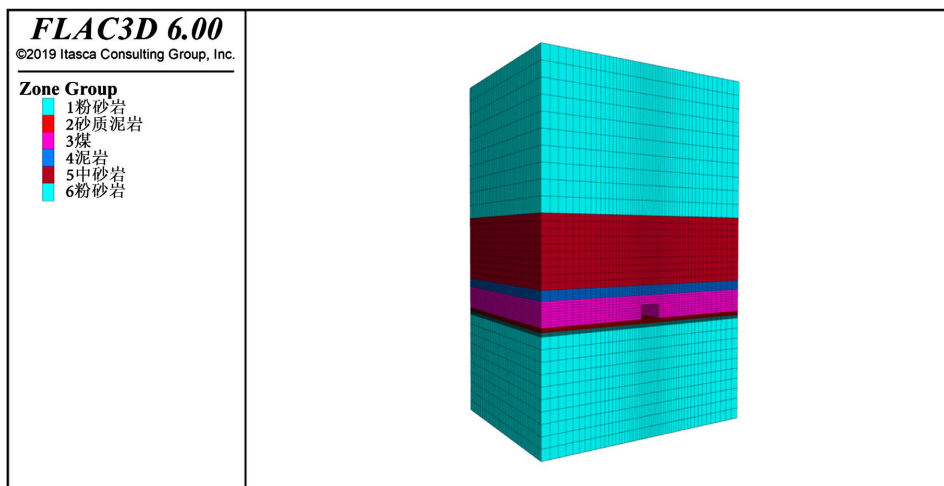


Figure 3. Numerical calculation model
图 3. 数值计算模型

4.2. 模拟方案

为有效控制 103 工作面进风巷围岩变形情况，在原支护方式的基础上进行帮锚索加强支护。为了解帮锚索加强支护的效果，根据现实地质情况结合数值模拟软件对两种支护方式进行数值模拟分析，具体支护模型如图 4 所示。

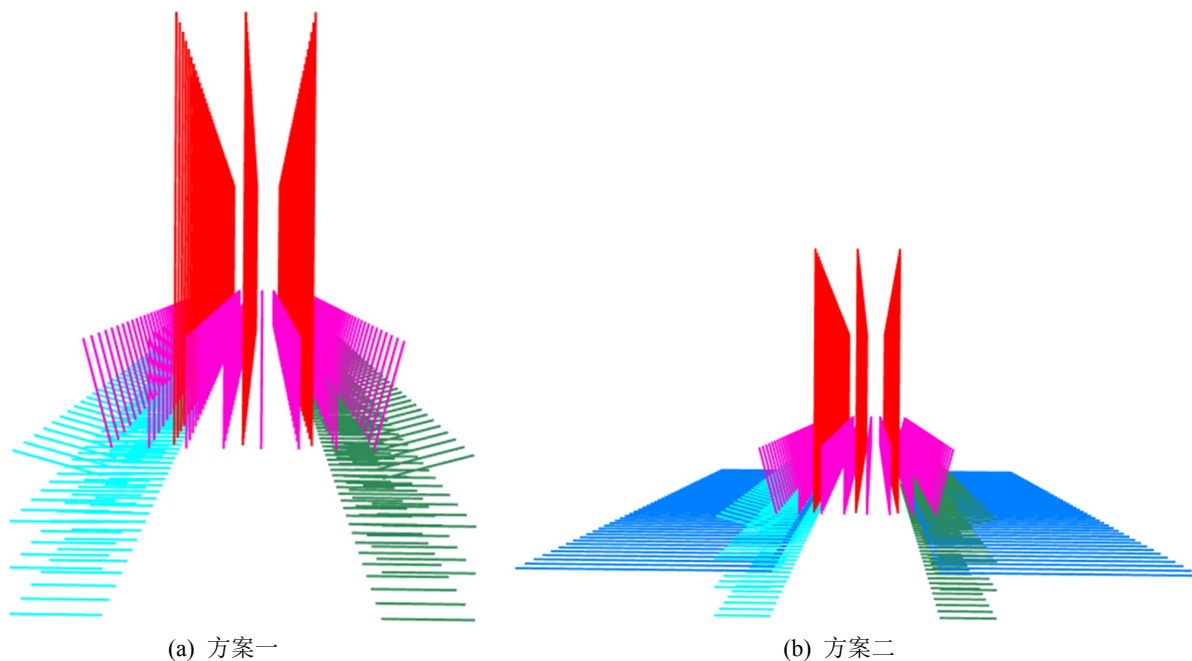


Figure 4. Support model diagrams of scheme one and scheme two
图 4. 方案一和方案二支护模型图

4.3. 模拟结果分析

4.3.1. 垂直位移对比分析

图 5 为两种支护方式的垂直位移云图，在原支护方式下顶板下沉 674.67 mm，底鼓 91.22 mm；帮锚索加强支护方式下顶板下沉 81.11 mm，底鼓 32.43 mm，两种支护方式顶板与底鼓变形状况均呈现对称分布。通过对比可以发现，顶板下沉量减少了 593.56 mm，减少了 87.98%；底鼓减少了 58.79 mm，减少了 64.45%。帮部加强支护后，充分发挥其对顶板的支撑作用，减弱了顶板离层破坏，保障了巷道的整体稳定。在原支护方式下巷道顶板和底板变形严重，在经过帮锚索加强支护后，巷道顶板和底板变形情况得到了巨大改善，帮锚索加强支护对于控制巷道顶板和底板变形有显著效果。

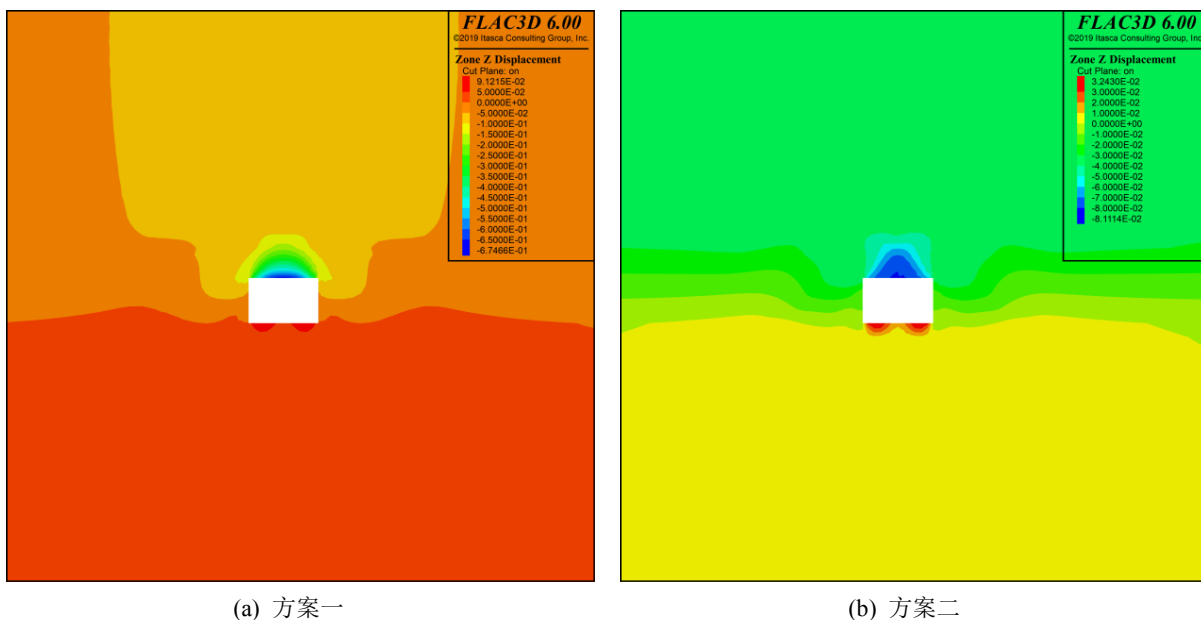


Figure 5. Vertical displacement diagrams of the surrounding rock under the two support conditions

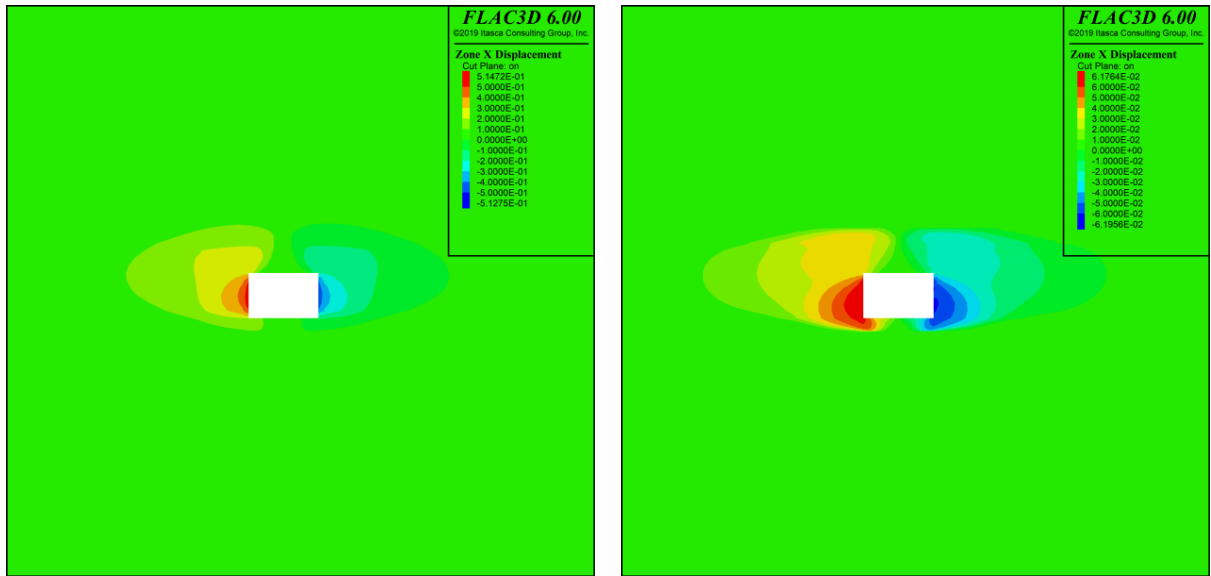
图 5. 两种支护条件下围岩垂直位移图

4.3.2. 水平位移对比分析

图 6 为两种支护方式的水平位移云图，在原支护方式下左帮收缩 514.72 mm，右帮收缩 512.75 mm；帮锚索加强支护方式下左帮收缩 61.76 mm，右帮收缩 61.96 mm。通过对比发现，左帮收缩量减少了 452.96 mm，收缩了 88%，右帮收缩量减少了 450.79 mm，收缩了 87.92%。两种支护方式两帮变形都呈现对称分布。由此可见在帮锚索加强支护后，帮部煤体结构得到了稳定，调动了残余煤体强度，发挥其支承作用，有效控制了帮部变形。

4.3.3. 垂直应力对比分析

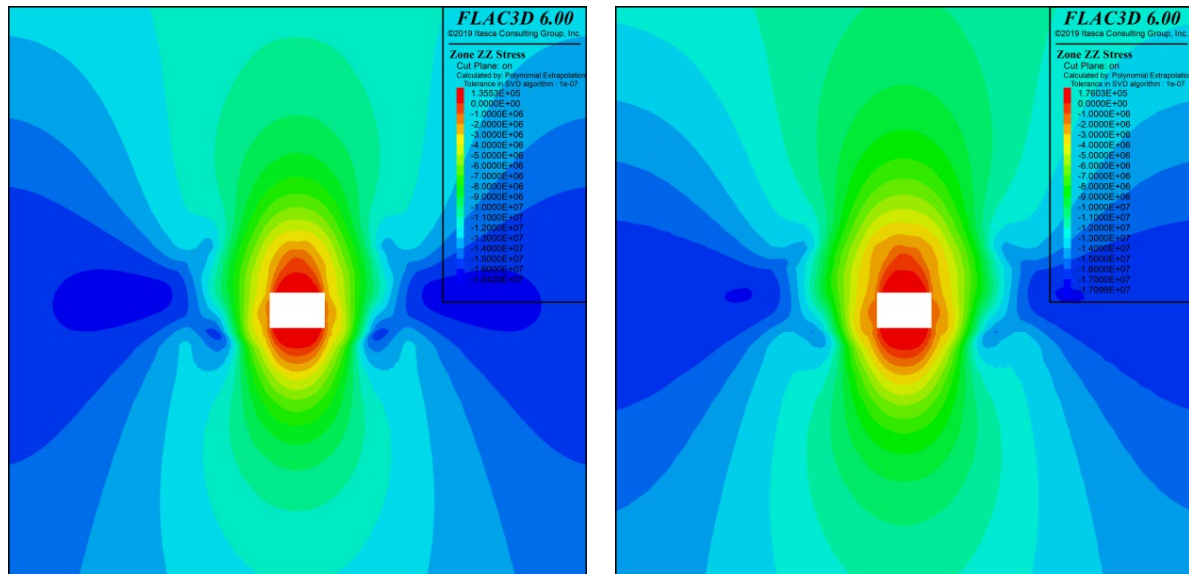
图 7 是两种支护方式的垂直应力分布图，在原支护方式下两帮最大垂直应力为 16.43 MPa，在帮锚索加强支护方式下两帮最大垂直应力为 17.10 MPa，通过对比可以发现两种支护方式的垂直应力都呈现对称分布，并且垂直应力集中区都在两帮深处，在最大垂直应力区帮锚索加强支护方式收缩范围小于原支护方式，巷道附近垂直应力呈现递减规律，这说明在两帮深处由锚杆和锚索共同发挥支护作用，帮锚索加强支护方式充分调动煤体残余强度，由此可见帮锚索加强支护方式对于两帮的控制效果明显优于原支护方式。



(a) 方案一

(b) 方案二

Figure 6. Horizontal displacement diagrams of the surrounding rock under the two support conditions
图 6. 两种支护条件下围岩水平位移图



(a) 方案一

(b) 方案二

Figure 7. Vertical stress diagrams of the surrounding rock under two support conditions
图 7. 两种支护条件下围岩垂直应力图

4.3.4. 水平应力对比分析

图 8 是两种支护方式的水平应力分布图,在原支护方式下顶底板最大水平应力为 22.89 MPa,帮锚索加强支护方式下顶底板最大水平应力为 23.49 MPa。通过对比分析可以发现两种支护方式水平应力都呈现对称分布,并且应力集中区均在巷道下方两角附近。帮锚索加强支护方式的应力控制范围明显小于原支护方式,底板区域没有明显变化,这是因为针对于该巷道的支护并没有考虑底板,通过以上分析可以发现非等强支护方式在两帮的水平应力控制情况上优于原支护方式。

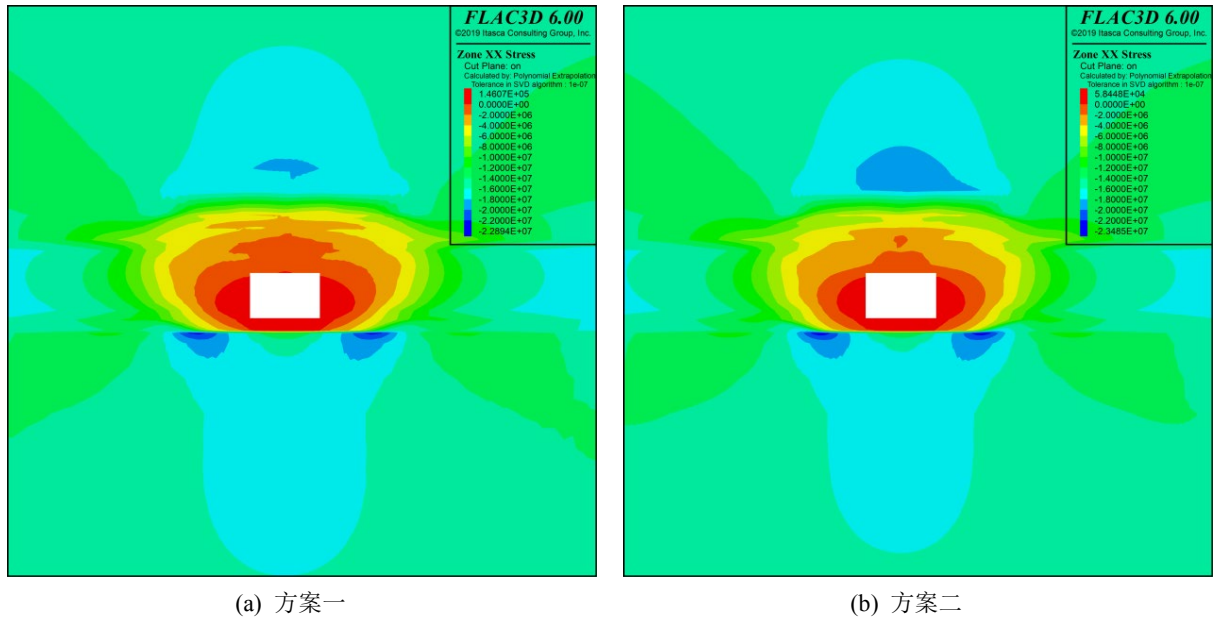


Figure 8. Horizontal stress diagrams of the surrounding rock under the two support conditions
图 8. 两种支护条件下围岩水平应力图

5. 结论

(1) 帮锚索加强支护方式可以有效减少巷道围岩变形量，顶板下沉量由 674.67 mm 降至 81.11 mm，降幅达 87.98%；底鼓量由 91.22 mm 降至 32.43 mm，降幅为 64.45%。两帮收缩呈对称分布，左、右帮收缩量分别减少约 88%和 87.92%，通过帮锚索加强支护方式可以有效控制巷道围岩变形问题。

(2) 在帮锚索加强支护条件下，巷道两帮的最大垂直应力由原方案的 16.43 MPa 提升至 17.10 MPa，顶底板最大水平应力由 22.89 MPa 提升至 23.49 MPa，最大应力控制范围呈现缩小趋势，顶底板得到了有效的支撑。

(3) 模拟结果显示，帮锚索加强支护方式适用于长治某矿软岩巷道围岩变形问题的处理，能够有效控制围岩变形量和加强支护效果，提升了软岩巷道的支护稳定性。

参考文献

- [1] 康永水, 刘泉声, 张伟, 等. 我国软岩大变形灾害控制技术与方法研究进展[J]. 岩土力学, 2022, 43(8): 2034-2059.
- [2] 何满潮, 陈涛, 宫伟力, 等. 深部高应力软岩巷道失稳机理及补偿支护技术[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(5): 1-12.
- [3] 谢生荣, 王恩, 陈冬冬, 等. 深部强采动大断面煤巷围岩外锚-内卸协同控制技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2023, 42(S1): 3045-3056.
- [4] 王志根, 张农, 李传明, 等. 千米深井巨厚松散层软岩巷道地压综合治理技术[J]. 煤炭学报, 2023, 48(6): 2278-2290.
- [5] 孟庆彬, 宋子鸣, 刘滨, 等. 深部软岩巷道围岩与锚喷 U 型钢支护结构相互作用研究[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(7): 23-36.
- [6] 刘家顺, 孙铠洋, 左建平, 等. 弱胶结软岩巷道开挖扰动应力旋转特征及支护对策[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2024, 6(6): 89-98.
- [7] 徐磊. 深部高应力软岩巷道支护技术研究与实践[J]. 煤矿现代化, 2025(4): 79-82.
- [8] 高明仕, 赵靖, 张凯, 等. 煤矿软岩泥化巷道梯级强化控制原理与技术[J]. 煤炭学报, 2025, 50(3): 987-1001.

-
- [9] 李永超, 王印, 罗刚, 等. 回采巷道厚层软岩直接顶全锚索支护机制及应用[J]. 矿业科学学报, 2025, 10(4): 775-84.
- [10] 陈丽俊, 陈建勋, 郭会杰, 等. 煤矿深部巷道软弱围岩密集钻孔卸压技术与应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2025, 44(19): 3567-3578.