

深部破碎软岩煤巷变形破坏特征 与主被动协同支护技术

郝建^{1,2}, 赵立进², 吕家庆², 郭飞龙³, 缪志炳³, 边华^{2,4}, 胡晓旭⁵

(1. 山东科技大学 露天煤矿灾害防治与生态保护全国重点实验室, 山东 青岛 266590;

2. 山东科技大学 能源与矿业工程学院, 山东 青岛 266590;

3. 同煤大唐塔山煤矿有限公司, 山西 大同 037001;

4. 中国矿业大学(北京) 能源与矿业学院, 北京 100083;

5. 新汶矿业集团有限责任公司, 山东 泰安 271233)

摘要:针对深部破碎软岩煤巷围岩大变形难控制的工程难题,本研究以鑫安煤矿2301工作面上顺槽为研究对象,采用理论分析、数值模拟与现场试验相结合的方法,分析了巷道围岩变形破坏特征及单一支护失效机理,揭示了深部破碎软岩巷道主被动协同支护机理,提出了“主动预加固-被动限变形”的协同支护策略,并制定适应工程条件的“锚杆+W钢带-锚索”+“锚索梁-工字钢棚”主被动协同支护方案。模拟结果表明,该支护方案可将围岩的最大耗散能密度降至 0.39 MJ/m^3 ,较单一主动支护、单一被动支护分别降低87.6%与89.5%,巷道两帮与顶底板移近量减少70%以上。现场验证结果表明,该方案应用后巷道围岩变形量降低60%以上,有效控制了巷道大变形问题,保障了巷道的长期稳定。本研究形成的深部破碎软岩巷道主被动协同支护技术,为同类地质条件巷道的稳定性控制提供了理论依据和技术支撑。

关键词:深部软岩巷道;主被动协同支护;应力调控;能量耗散;大变形控制

中图分类号:TD353

文献标志码:A

Deformation and failure characteristics of deep broken soft rock roadway and active-passive collaborative support technology

HAO Jian^{1,2}, ZHAO Lijin², LÜ Jiaqing², GUO Feilong³,

MIAO Zhibing³, BIAN Hua^{2,4}, HU Xiaoxu⁵

(1. State Key Laboratory of Disaster Prevention and Ecology Protection in Open-pit Coal Mines,

Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China;

2. College of Energy and Mining Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China;

3. Tongmei Datang Tashan Coal Mine Co., Ltd., Datong 037001, China;

4. School of Energy and Mining Engineering, China University of Mining and Technology-Beijing, Beijing 100083, China;

5. Xinwen Mining Group Co., Ltd., Tai'an 271233, China)

Abstract: To address the engineering problem that the large deformation of surrounding rock in deep broken soft rock roadway is difficult to control, this study takes the up channel of 2301 working face in Xin'an Coal Mine as a case study. By using theoretical analysis, numerical simulation and field test, it analyzed the deformation and failure characteristics of roadway surrounding rock and the failure mechanism of single support to reveal the

收稿日期:2025-09-03

基金项目:国家自然科学基金项目(52174121)

作者简介:郝建(1986—),男,山东枣庄人,副教授,博士,主要从事矿山压力及岩层控制等方面的研究。

边华(1995—),男,宁夏中卫人,博士研究生,主要从事矿山压力及岩层控制研究,本文通信作者。

E-mail:bh199512@163.com

mechanism of active-passive collaborative support of deep broken soft rock roadway. It then proposed the “active pre-reinforcement plus passive deformation limitation” collaborative support strategy and formulated the active-passive collaborative support scheme of “bolt plus ‘W steel belt-anchor cable’ plus ‘anchor cable beam-I-steel shed’” adapted to engineering conditions. The simulation results show that the support scheme can reduce the maximum dissipated energy density of surrounding rock to 0.39 MJ/m^3 , which is 87.6% and 89.5% lower than that of single active support and single passive support respectively, and that the convergence between the two sides of the roadway and the roof and floor is reduced by more than 70%. The field test shows that the deformation of the roadway surrounding rock is reduced by more than 60% after the application of this scheme, which effectively controls the large deformation and ensures the long-term stability of the roadway. The active-passive collaborative support technology of deep broken soft rock roadway formed in this study provides a theoretical basis and technical support for the stability control of roadway under similar geological conditions.

Key words: deep soft rock roadway; active-passive collaborative support; stress regulation; energy dissipation; large-deformation control

深部软岩巷道受高地应力、强扰动及围岩破碎等复杂条件的影响,围岩大变形与支护结构失效问题越发严重,对矿井安全高效生产构成严重威胁^[1-3]。在此类复杂地质条件下,巷道开挖后围岩力学性质劣化显著,传统单一支护方案已经难以满足围岩稳定性控制的需求^[4-7]。主动支护(锚杆、锚索)可穿越围岩松动区锚固于深部稳定岩层,形成“锚固-承载圈”来抑制围岩变形,但受深部围岩破碎区范围大、流变效应显著等复杂情况的影响,锚固系统易因围岩持续变形发生滑移、拉断,支护性能逐渐衰减^[8-9]。被动支护(钢拱架)依靠自身刚度为巷道表面围岩提供支撑阻力,但其仅能被动承受围岩变形压力,在高地应力作用下易因接触不均匀导致局部应力集中,进而引起结构的弯曲失效,使其无法从根本上调控围岩深部应力场^[10-12]。因此,实现支护体系与围岩变形的全过程、多层次协同控制,是解决深部破碎软岩巷道围岩失稳问题的关键路径。

针对破碎软岩巷道围岩控制难题,国内外学者围绕主动支护参数优化、被动支护结构改良、围岩应力调控等方面开展了大量研究^[13-15]。通过强化锚杆锚索预紧力、优化注浆工艺、改进支架结构等方式,可显著增大支护体系的承载能力^[1,4]。但深部高应力破碎软岩具有强度低、裂隙发育、流变效应显著等特征^[2,6],其变形呈现“峰后破碎-碎胀扩容-持续流变”演化特征,单一支护方式难以适配该变形规律,易出现支护结构失效、围岩失稳^[16]。现有研究主要关注支护结构设计及局部参数优化,在支护机理(主被动支护的荷载传递与应力补偿机制)、支护策略(主被动支护的时序协调与功能匹配)、支护方案(适配工程条件的具体支护结构与参数)的逻辑关联方面仍存在不足之处,尚未形成系统的主被动协同支护理论与配套设计方法。

为此,本研究以鑫安煤矿 2301 工作面上顺槽为工程背景,通过理论分析、数值模拟与现场试验,揭示深部破碎软岩巷道的变形破坏特征及单一支护失效机理。在此基础上,阐明主被动协同支护机理,提出“主动预加固-被动限变形”的协同支护策略,并制定适配该工程条件的支护方案。通过数值模拟和现场试验验证方案的有效性,形成深部破碎软岩巷道主被动协同支护技术,推动深部软岩巷道支护从“被动抗变”向“主动调压+被动稳形”的协同控制转变。

1 工程背景

1.1 工程地质概况

如图 1 所示,鑫安煤矿 2301 工作面的顺槽均沿 3[#] 煤层底板掘进。3[#] 煤层的平均埋深为 863 m,平均厚度为 5 m,平均倾角为 20°,其单轴抗压强度仅为 12.05 MPa,为典型软岩。通过钻孔取芯与室内岩石力学试验,获得巷道围岩物理力学参数如表 1 所示,工作面顶底板岩性柱状图及巷道原始支护方案如图 2 所示。

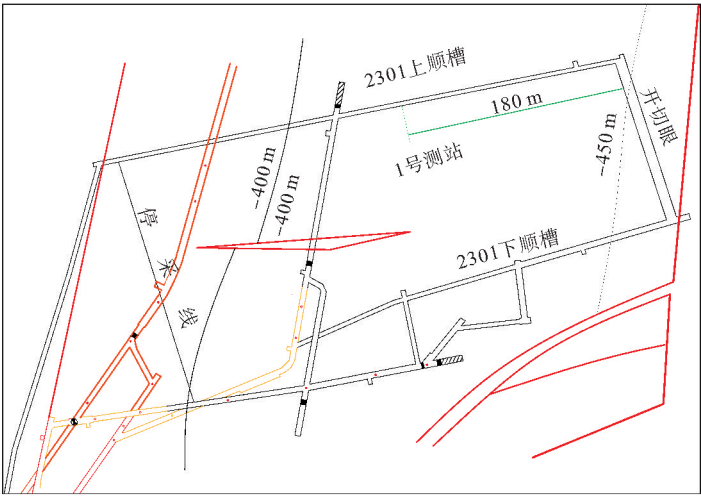


图 1 2301 工作面布置

Fig. 1 Layout of 2301 working face

表 1 岩层的物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of rock strata

岩性	抗压强度/MPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)	黏聚力/MPa	弹性模量/GPa	泊松比
中砂岩	38.53	2.83	45.38	5.96	9.9	0.152
粉细砂岩	31.56	1.73	43.55	5.41	7.3	0.126
3 [#] 煤层	12.05	1.46	38.47	2.38	2.9	0.313

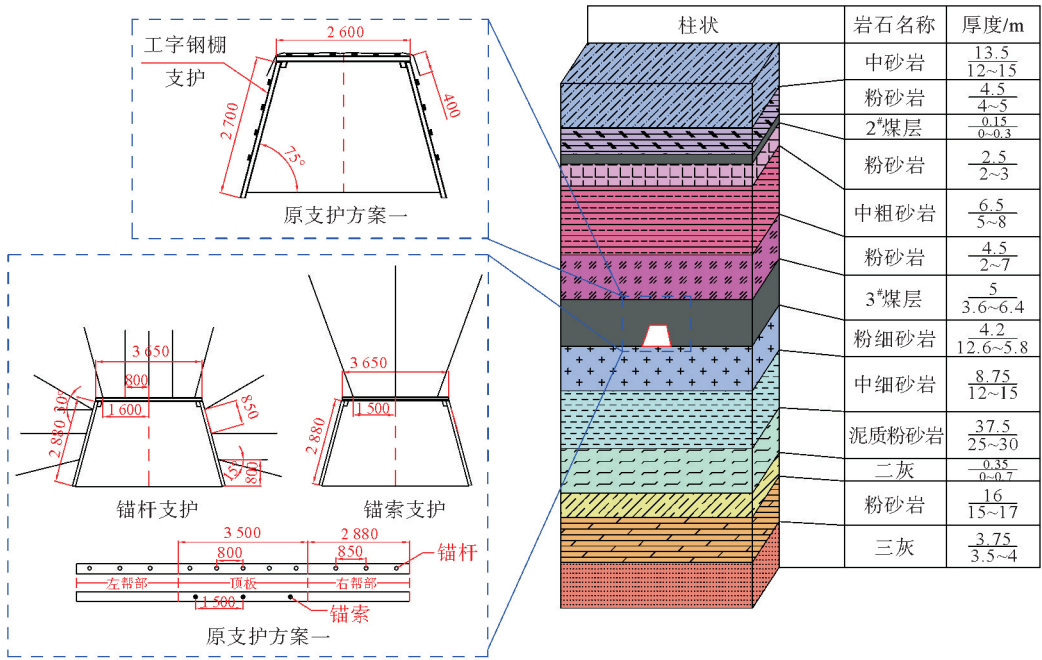


图 2 原支护方案与岩性柱状图

Fig. 2 Original support scheme of the roadway and lithology histograms

2301工作面上顺槽为梯形巷道,巷道顶宽2.60 m,底宽4.00 m,净高2.61 m,净断面积8.61 m²。该巷道原支护先后采用两种单一支护方案,且均发生支护失效。方案1为单一被动支护,采用11[#]矿用工字钢架棚支护,顶板与两帮采用1 000 mm×90 mm×45 mm背板背实,顶板布设6块背板,背板两侧配200 mm×80 mm×50 mm木楔;方案2为单一主动支护,采用 $\phi 22$ mm×2 300 mm螺纹钢树脂锚杆(间排距800 mm×1 600 mm)和 $\phi 17.8$ mm×6 000 mm锚索(顶板布置,间排距1 500 mm×1 600 mm)的锚杆索支护体系^[17]。

1.2 巷道变形破坏特征及影响因素

在2301工作面上顺槽距离开切眼180 m处设置监测站,对原单一支护方案的围岩变形进行现场观测,如图3所示。结果表明,巷道变形破坏呈现典型的深部软岩特征,围岩破碎严重、变形量大且具有显著的持续性,两种单一支护方案的失效形式与原因存在明显差异^[18]。单一被动支护(工字钢棚)时支架与破碎围岩无法实现线面接触,形成点荷载集中作用,导致支架弯曲失稳,且钢棚仅能被动承受表面压力,无法调控围岩深部应力场,难以抑制塑性区向深部扩展^[19]。而单一主动支护(锚杆/索)时围岩破碎范围大于锚杆有效锚固长度,锚固系统易失效,且缺乏对巷道表面的刚性约束,无法控制围岩碎胀扩容与长期流变变形。究其原因可归结为三个方面:①地质构造复杂,多条断层弱化了围岩强度,形成复杂地应力环境;②3[#]煤层自身强度低、裂隙发育,在高应力作用下易发生塑性流动与二次破碎;③原单一支护方案未针对“高应力-破碎-软岩”的耦合作用形成协同承载体系,支护结构的功能与围岩变形规律不匹配,无法实现对围岩变形的全过程控制。

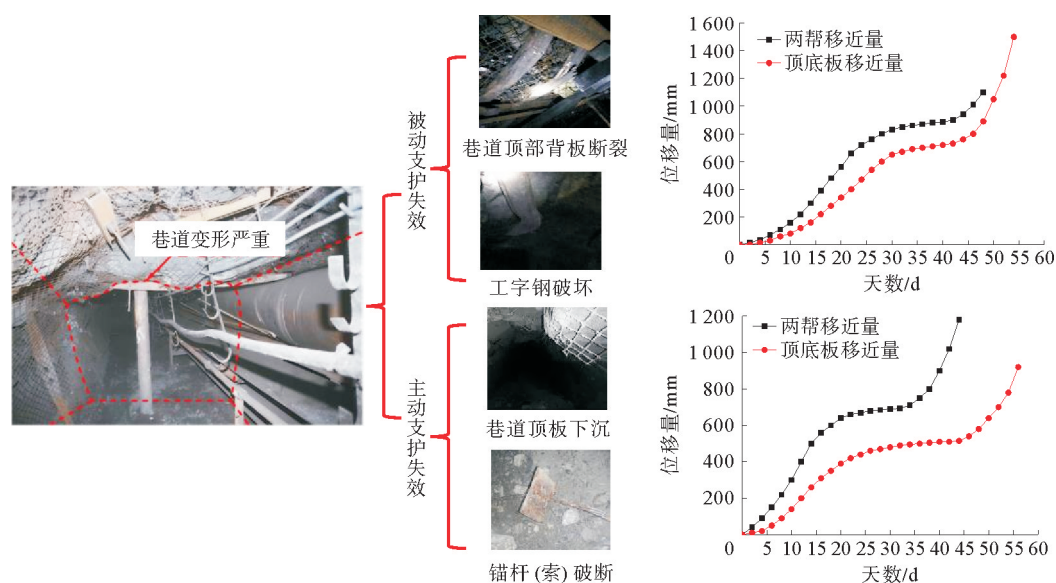


图3 巷道支护失效形式与位移收敛曲线

Fig. 3 Roadway support failure form and displacement convergence curve

2 主被动协同支护原理与策略

2.1 主被动协同支护原理

巷道开挖后,围岩最小主应力(σ_3)迅速降低,最大主应力(σ_1)由于应力集中作用迅速增加,当岩体摩尔应力圆超过围岩应力强度包络线时,围岩发生塑性破坏^[7,20]。支护的核心作用在于对围岩施加主动约束,补偿开挖卸荷引发的最小主应力损失,重构围岩应力平衡状态,从而实现围岩稳定性控制。

单一支护的不足之处在于应力补偿的不可持续性,如图4(a)所示。无论是主动支护还是被动支护,虽能在短时间内通过锚固或表面支撑为围岩提供约束应力(增加 σ_3),但在深部破碎软岩的持续流变与碎胀变形作用下,该补偿效应难以长期保持。伴随围岩损伤不断发展,最大主应力的应力集中无法得到有效

缓解,最终导致支护结构因长期超载或锚固失效而丧失承载能力,围岩进入失稳状态。

主被动协同支护的关键是主被动支护方案在应力补偿中的时空互补与力学耦合,如图 4(b)所示。主动支护(锚杆、锚索等)通过高预紧力与深层锚固,在围岩内部构建深部锚固承载结构,不仅能直接提升围岩的 σ_3 ,又能优化深部围岩应力场,降低 σ_1 的集中程度,从根源上抑制围岩深部损伤与塑性区扩展。被动支护(工字钢棚等)为巷道表面提供持续、稳定的支护阻力,有效维持并进一步提升 σ_3 ,限制围岩表面的碎胀扩容与流变变形。二者协同作用使围岩应力状态从开挖后的劣化状态(I)快速恢复至相对稳定状态(IV),并长期保持在该状态附近波动,避免再次达到破坏状态(V),从而实现围岩的长期稳定控制。图中 τ 为剪应力, σ 为正应力, c 为岩石黏聚力, σ_1 为岩石单轴抗压强度, σ_1 、 σ_2 、 σ_3 分别为最大、中间、最小主应力。

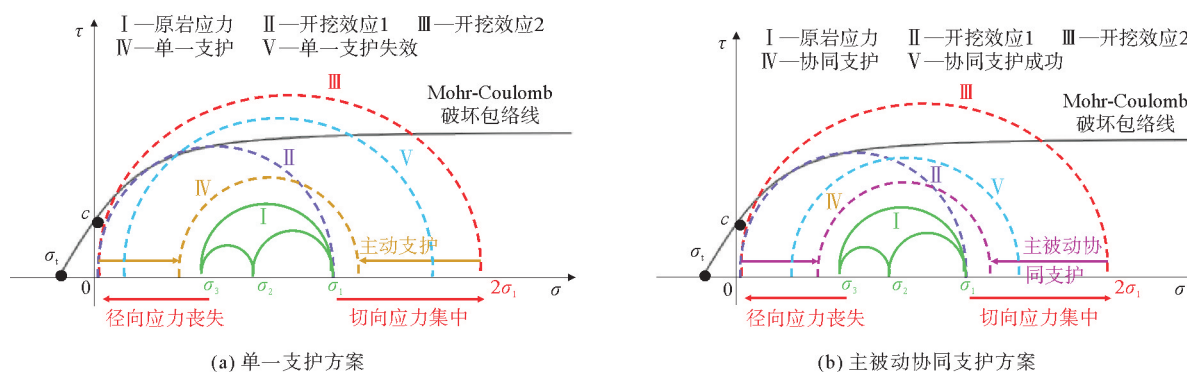


图 4 支护效应力学模型

Fig. 4 Mechanical models of support effect

2.2 “主动预加固-被动限变形”协同支护策略

基于上述力学原理,针对深部破碎软岩“峰后破碎-碎胀扩容-持续流变”的典型变形特征,提出“时空互补、力学耦合”的主被动协同支护策略。通过主动预加固与被动限变形相结合,实现主被动支护在时序、功能、结构三个维度的协同调控,使其整体适配围岩全周期变形规律(图 5、图 6)。

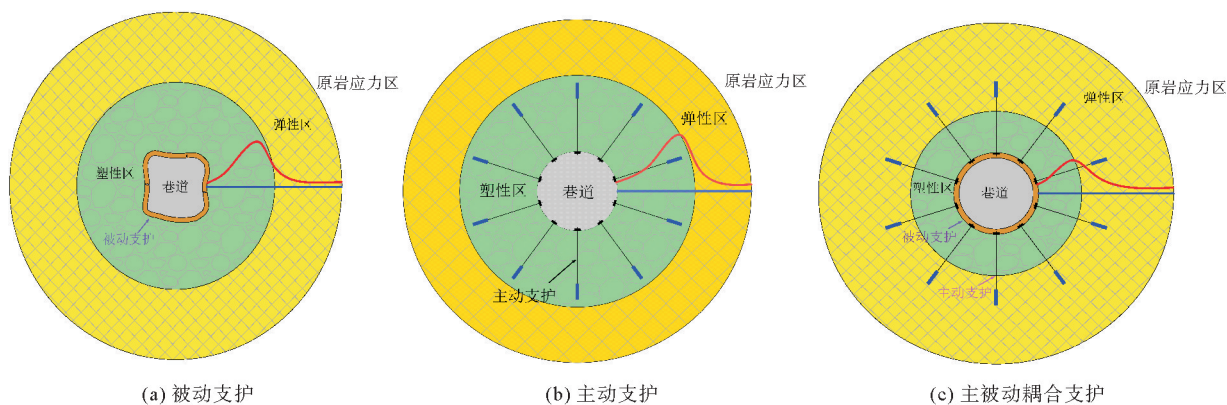


图 5 单一支护与主被动协同支护形式对比

Fig. 5 Comparison of single support and active-passive collaborative support methods

在时序上,巷道开挖后立即实施主动预加固,快速安装高预紧力锚杆、锚索,形成次生承载结构,抑制围岩开挖后的剧烈变形与裂隙扩展。待围岩变形进入相对缓慢的流变阶段后,再实施被动限变形,架设工字钢棚等刚性构件,为巷道提供可靠的支护边界,控制岩体长期流变与残余变形。在功能协同上,主动支护承担围岩加固与应力调控功能,通过锚杆、锚索与 W 钢带、锚索梁的配合,提升围岩自承能力,优化深部应力场。被动支护承担表面支承与变形限位功能,为巷道表面提供均匀、持续的支撑阻力,限制围岩表面收敛。二者形成“内固外支”的功能互补,实现对围岩深部与表面变形的控制。在结构协同上,通过 W 钢带、锚索梁等连接构件,将锚杆锚索形成的主动加固结构与工字钢棚构成的被动支护结构连接为一个整

体,实现荷载从围岩深部向表面支护结构的协调传递与再分配,避免局部应力集中,形成一体化的协同承载体系。

该策略将巷道围岩控制由“被动抵抗变形”转变为“主动调控应力-被动限制变形”的协同控制模式,通过“时序、功能、结构”三重协同,克服了单一支护难以适配围岩变形的问题。

2.3 巷道主被动协同支护方案

依据“主动预加固-被动限变形”的协同支护策略,按照“主动预加固、被动强约束、主被耦合化”的设计思路,针对鑫安煤矿 2301 上顺槽的工程地质条件与巷道变形特征,提出“锚杆+‘W 钢带-锚索’+‘锚索梁-工字钢棚’”主被动协同支护方案(图 7),并优化原单一支护方案的结构与参数,优化前后关键参数对比如表 2 所示。

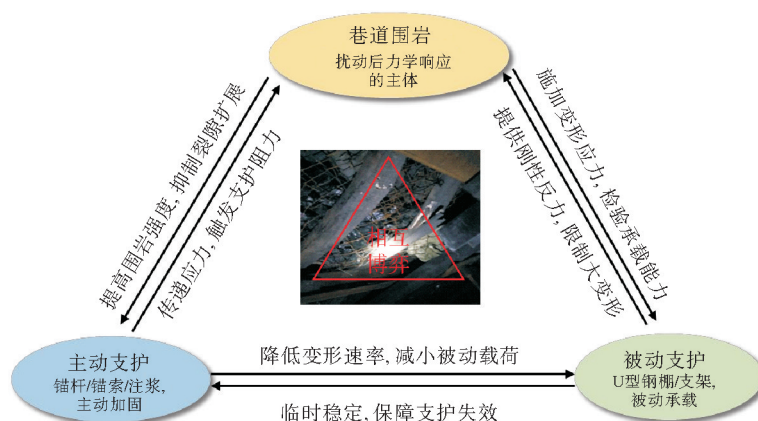


图 6 主被动协同支护关系

Fig. 6 Active and passive collaborative support relationship

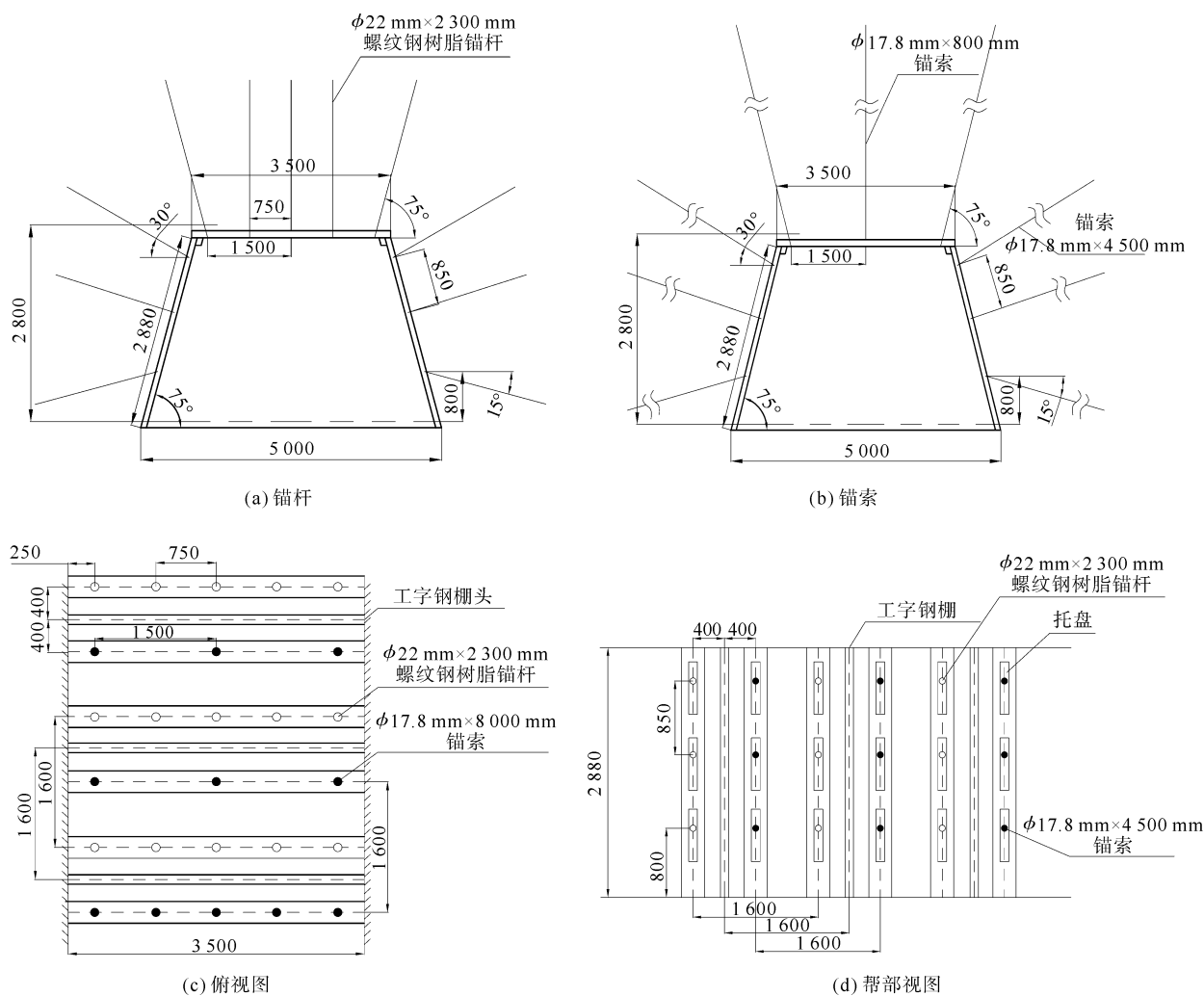


图 7 2301 上顺槽锚杆、锚索支护示意图

Fig. 7 Supporting diagram of anchor bolt and anchor cable in 2301 upper channel

表 2 优化前后支护方案关键参数对比

Table 2 Comparison of key parameters of support scheme before and after optimization

参数类型	单一主动支护	单一被动支护	主被动协同支护
支护体系类型	锚杆-锚索	工字钢棚	锚杆、W 钢带-锚索、锚索梁-工字钢棚
锚杆规格	$\phi 22 \text{ mm} \times 2\,300 \text{ mm}$ 螺纹钢树脂锚杆	—	$\phi 22 \text{ mm} \times 2\,300 \text{ mm}$ 螺纹钢树脂锚杆
锚杆锚固剂	—	—	2 块 ZK2350 树脂药卷锚固
顶部锚索规格	$\phi 17.8 \text{ mm} \times 6\,000 \text{ mm}$	—	$\phi 17.8 \text{ mm} \times 8\,000 \text{ mm}$
帮部锚索规格	—	—	$\phi 17.8 \text{ mm} \times 4\,500 \text{ mm}$
锚索锚固剂	—	—	4 块 ZK2350 树脂药卷锚固
钢带类型	—	—	W 钢带, 长 3 300 mm
被动支护构建	—	11 [#] 矿用工字钢架棚支护, 棚头 2 600 mm, 棚腿 2 700 mm, 棚距 800 mm	工字钢棚头 3 500 mm, 棚腿 2 900 mm, 棚距 1 600 mm

本方案具体参数设计为:①主动支护体系,巷道顶部 W 钢带布置于工字钢棚上方 100 mm 处,长度 3 300 mm,配套 5 根 $\phi 22 \text{ mm} \times 2\,300 \text{ mm}$ 螺纹钢树脂锚杆,间排距 $750 \text{ mm} \times 1\,600 \text{ mm}$,采用 2 块 ZK2350 树脂药卷锚固,预紧力不小于 30 kN;帮部锚杆间排距 $850 \text{ mm} \times 1\,600 \text{ mm}$,预紧力不小于 30 kN。顶部布置 $\phi 17.8 \text{ mm} \times 8\,000 \text{ mm}$ 锚索(间排距 $1\,500 \text{ mm} \times 1\,600 \text{ mm}$),帮部新增 $\phi 17.8 \text{ mm} \times 4\,500 \text{ mm}$ 锚索(间排距 $850 \text{ mm} \times 1\,600 \text{ mm}$),锚索均采用 4 块 ZK2350 树脂药卷锚固,预紧力不小于 120 kN;②被动支护体系,优化工字钢棚参数,棚头长度增至 3 500 mm、棚腿长度增至 2 900 mm、棚距调整为 1 600 mm,提升被动支护的承载能力与覆盖范围^[17];③主被动耦合设计,工字钢棚与锚杆索系统在空间上交错布置,通过 W 钢带、锚索梁将主动支护与被动支护连接为整体,实现荷载的协同传递,避免局部应力集中。

3 巷道主被动协同支护技术数值模拟分析

为了验证上述主被动协同支护方案的控制效果,揭示该方案应用后围岩的应力、能量耗散与变形演化规律,采用 FLAC^{3D} 软件建立数值计算模型,对比分析单一主动支护、单一被动支护和主被动协同支护三种方案的支护效果,进而验证协同支护方案的优越性。

3.1 数值计算模型建立

以鑫安煤矿 2301 上顺槽为研究对象,模型底部边界距离巷道底板中心点 20 m,顶部边界距离巷道顶板中心点 28.7 m,左右边界距离巷道两帮为 21 和 41 m,以消除边界效应,在模型顶部施加 21.58 MPa 的垂直载荷以模拟上覆岩层重力。巷道及顶底板采用 Burgers 本构模型,其余岩层采用 Mohr-Coulomb 本构模型,锚杆、锚索通过 cable 结构单元模拟,工字钢棚通过 beam 结构单元模拟,模型参数与支护方案参数均与工程实际一致,数值模型如图 8 所示。

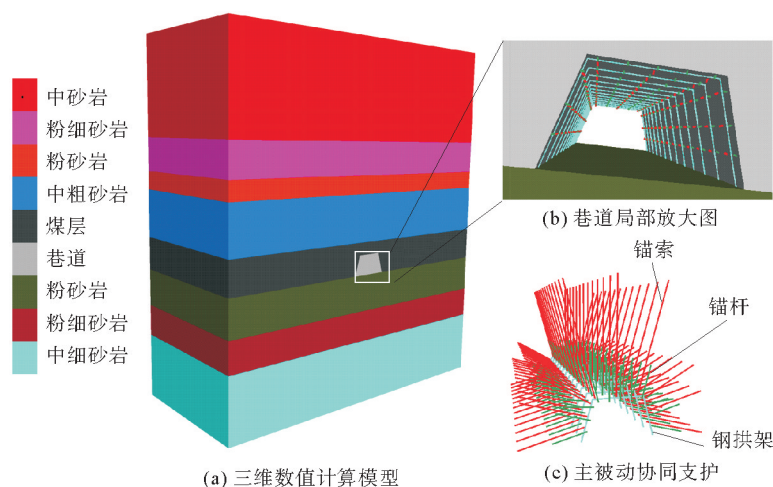


图 8 主被动协同支护数值计算模型

Fig. 8 Numerical calculation model of active-passive collaborative support

3.2 数值模拟结果与分析

3.2.1 主动支护方案

在主动支护条件下,巷道围岩最大主应力分布反映了支护与围岩的应力协调效果,能量耗散密度则表征了围岩塑性损伤过程中的能量消耗。由图 9(a)可知,巷道开挖后在 0~3 m 范围内形成明显的应力降低区,最大主应力峰值为 26.06 MPa。预应力锚杆通过预紧力在围岩中形成局部压应力场,锚索则以深部稳定岩层为锚固基础,对浅部围岩实施主动悬吊。二者协同作用引导围岩应力向深部岩层转移,优化应力分布,有效约束塑性区扩展并限制能量耗散范围,显著提升围岩的自承载能力。由图 9(b)可见,锚杆与锚索周围出现显著耗散能集中区,最大耗散能密度为 3.16 MJ/m³。这表明支护结构通过自身变形耗散围岩能量,抑制裂隙发育与扩展,有效增强围岩稳定性。

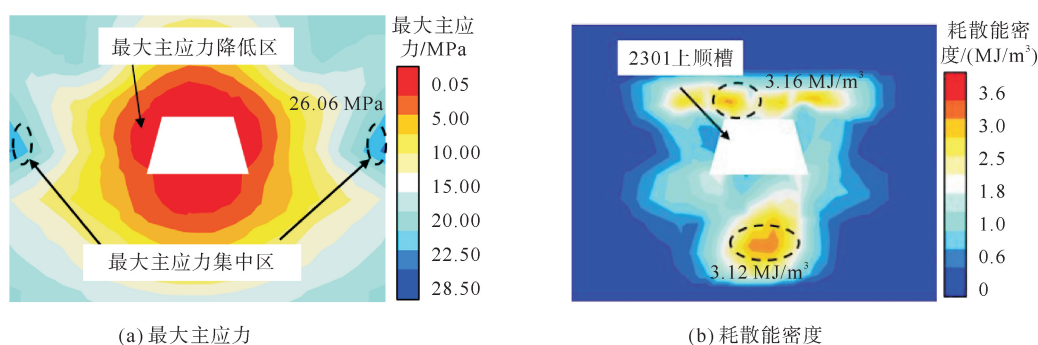


图 9 主动支护下最大主应力和耗散能分布

Fig. 9 Distribution of maximum principal stress and dissipated energy under active support

3.2.2 被动支护方案

在被动支护条件下,巷道围岩的最大主应力和耗散能密度如图 10 所示。由图 10(a)可知,巷道四周最大主应力峰值为 25.38 MPa,较主动支护下最大主应力峰值降低 2.6%,且应力降低区域有所减小。这是由于工字钢棚为刚性被动支护结构,只能被动承受围岩变形压力,无法主动调控围岩应力场。工字钢棚和巷道围岩的接触以点-线接触为主,应力传递效率低,且仅局限于巷道围岩表面。由图 10(b)可知,工字钢棚周围形成了局部耗散能集中区,最大耗散能密度为 3.72 MJ/m³,较主动支护方案提高 17.7%。在该条件下,能量耗散主要集中于巷道表面及钢拱架接触点附近,被动支护结构难以使围岩形成稳定的承压环,也无法主动转移或优化围岩内部应力场,因而对巷道整体稳定的支持作用较为有限。

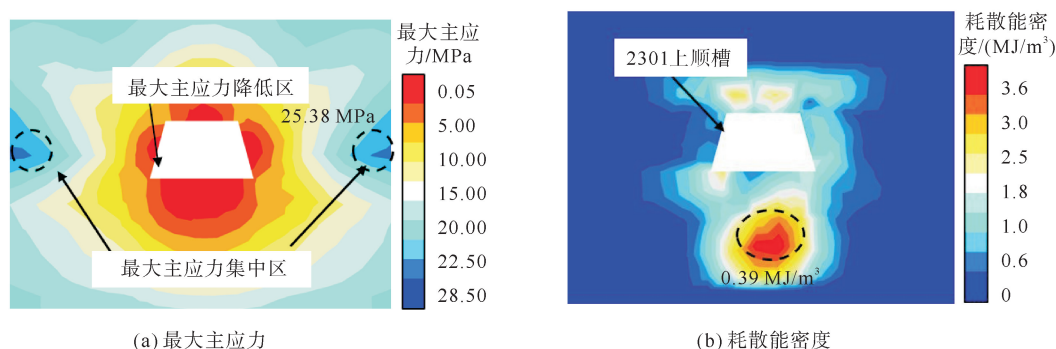


图 10 被动支护下最大主应力和耗散能分布

Fig. 10 Distribution of maximum principal stress and dissipated energy under passive support

3.2.3 主被动协同支护方案

主被动协同支护条件下,巷道围岩的最大主应力与耗散能密度分布如图 11 所示。最大主应力峰值为

28.11 MPa,虽仅略高于单一支护压力峰值,但应力分布更加均匀。锚杆-锚索体系增强了围岩的整体性能并优化了内部应力梯度,工字钢棚则有效约束表层变形,形成“内固外支”的协同支护结构。协同支护后最大耗散能密度仅为 0.39 MJ/m^3 ,较单一主动和被动支护分别降低 87.6% 和 89.5%。这表明主动支护与被动支护在能量耗散上功能互补,显著提升了整体能量耗散效率与围岩稳定性。

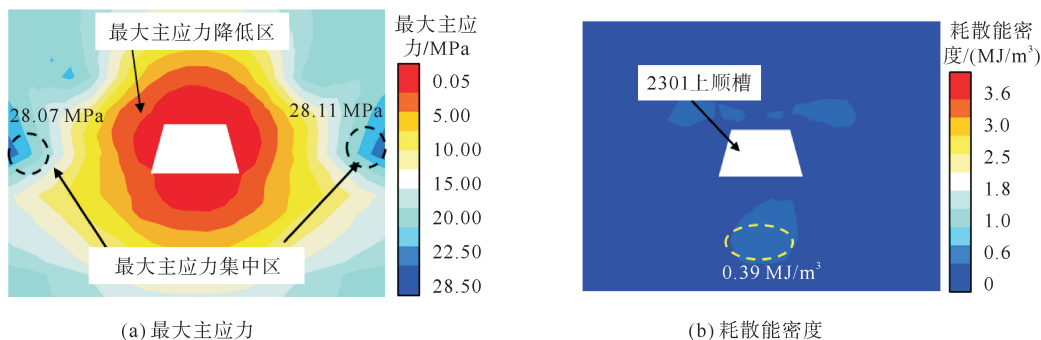


图 11 主被动协同支护下最大主应力和耗散能分布

Fig. 11 Maximum principal stress and dissipated energy distribution under active-passive collaborative support

3.2.4 巷道围岩变形对比

不同支护条件下巷道围岩变形演化如图 12 所示。在协同支护条件下,巷道两帮与顶底板移近量分别为 320 mm 和 230 mm,较单一主动支护分别降低 84.76% 和 84.56%,较单一被动支护分别降低 75.38% 和 71.95%。主动支护方案虽抑制了巷道围岩早期变形,但后期表面约束不足。被动支护仅能约束巷道表面位移,无法实现围岩内部的加固调控。协同支护通过锚杆、锚索与钢棚的协同作用,自支护初期即可同步控制围岩内外部变形,大幅抑制巷道整体变形。研究表明,协同支护构建了“应力调控-能量耗散-变形抑制”一体化控制体系,可以显著提升巷道围岩的稳定性,为深部破碎软岩巷道围岩控制提供了技术支撑。

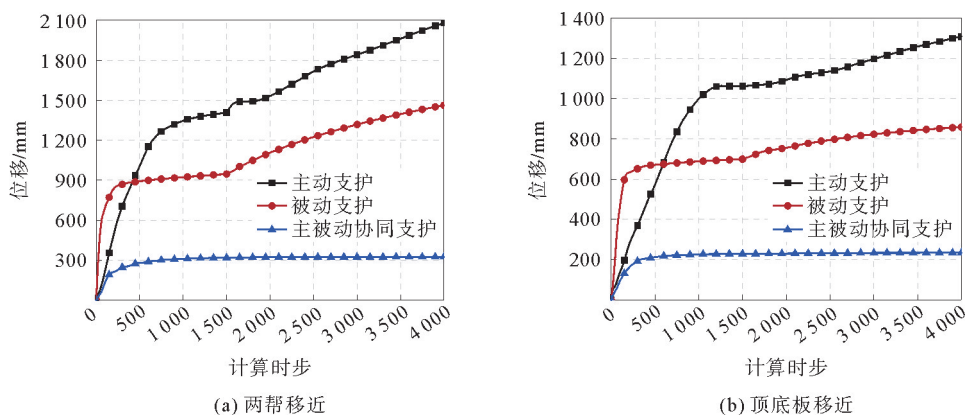


图 12 巷道围岩变形对比分析

Fig. 12 Comparative analysis of roadway surrounding rock deformation

4 现场实验及工程应用效果

4.1 监测方案

为了对比原单一支护方案与协同支护方案的控制效果,在 2301 上顺槽布置 3 个综合监测站,相邻监测站的间距均为 60 m。3 号监测站距工作面 60 m,2 号、1 号监测站依次向远离工作面方向布设,分别距工作面 120 和 180 m,测点布置如图 13 所示。其中,1 号监测站布置于原主动支护区段,2 号监测站布置于原被动支护区段,3 号监测站位于主被动协同支护试验段内。

4.2 巷道表面位移分析

原支护方案大巷支护完成后 40 d 内是巷道快速变形时期,40 d 后围岩变形逐步趋于稳定,如图 14、图 15 所示。现场监测结果表明,1 号监测站(单一主动支护段)顶底板的变形量为 340.5 mm,两帮的移近量为 515.1 mm,其围岩收敛速率分别为 12.1 和 33 mm/d。2 号监测站(单一被动支护段)顶底板的移近量为 380.2 mm,两帮的移近量为 520.1 mm,其围岩收敛速率分别为 17.5 和 25 mm/d。而 3 号监测站(主被动协同支护试验段)顶底板及两帮移近量仅为 94.6 和 142.3 mm,其围岩收敛率分别降至 6.1 和 3.7 mm/d。

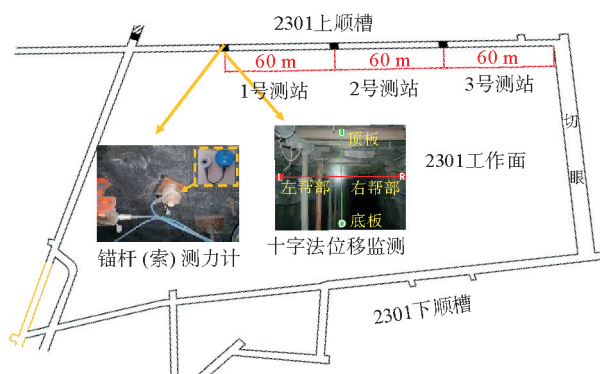


图 13 巷道测站布置图

Fig. 13 Lane station layout

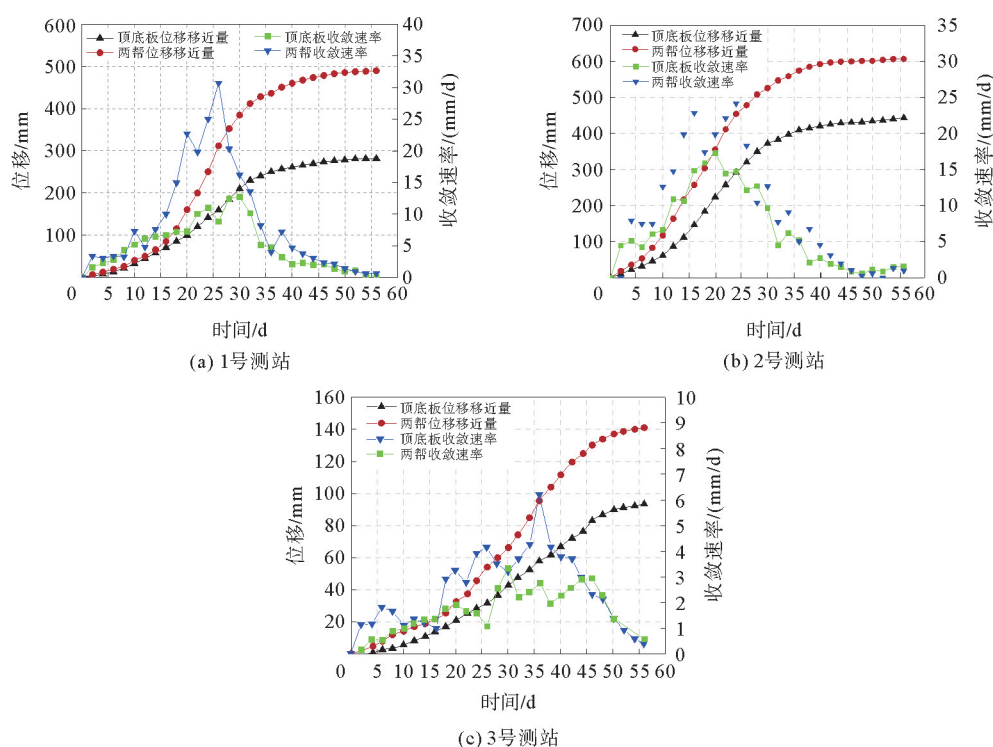


图 14 巷道位移变化以及位移收敛速率曲线

Fig. 14 Courses displacement change curve and displacement convergence rate curve

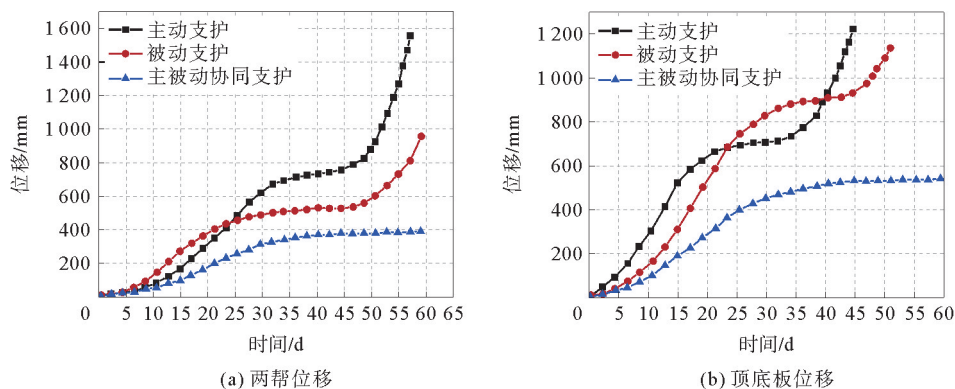


图 15 巷道变形趋势对比分析

Fig. 15 Comparative analysis of deformation trend of the roadway

图14~15结果表明,单一主动或单一被动支护条件下巷道围岩处于持续变形状态,难以保持长期稳定。被动支护段在失稳前变形速率急剧上升,表现为突发性破坏,主动支护段虽变形发展相对缓慢,但后期因锚索破断仍导致结构失效。相比之下,主被动协同支护段变形量降低60%以上,收敛变形显著受控,围岩整体稳定性得到有效保障,在现场监测周期内显著提升了巷道稳定性。

5 结论

以鑫安煤矿2301工作面上顺槽为工程背景,通过理论分析、数值模拟与现场试验等方法开展深部破碎软岩巷道主被动协同支护研究,明确了支护机理、支护策略、支护方案的层级界定与逻辑关联,形成了深部破碎软岩巷道主被动协同支护技术,主要结论如下。

1) 深部破碎软岩煤巷单一支护失效的关键是无法适应围岩峰后破碎、碎胀扩容与持续流变的变形特征,难以实现围岩长期稳定控制。数值模拟结果表明,主被动协同支护技术效果显著优于单一主动或被动支护,可使围岩最大耗散能密度较单一支护降低87%以上、巷道变形量降低70%以上,验证了主被动支护方案的优越性。

2) 构建了考虑深部破碎软岩流变损伤与主被动支护荷载耦合传递的协同支护力学模型,揭示了“主动预加固-被动限变形”的时空协同机制。时序上先主动抑制围岩早期破碎扩展、后被动约束后期流变变形,空间上形成“内固外支”承载体系,明确了主动支护调控深部应力、被动支护约束表层变形的互补机理,二者协同可显著降低围岩能量耗散。

3) 提出了适配深部破碎软岩煤巷的“锚杆+‘W’钢带-锚索+‘锚索梁-工字钢棚’”主被动协同支护方案,现场验证结果表明,该方案使巷道围岩变形量降低60%以上,有效抑制了巷道围岩大变形与支护结构失效问题。

本研究针对深部破碎软岩煤巷的主被动协同支护技术开展了初步研究,但多场耦合与强采动下协同支护体系的演化规律有待深入研究,主被动支护参数及时序匹配的定量设计准则尚未建立。未来将重点研究协同支护的多场耦合响应机制与参数定量优化方法,为深部破碎软岩巷道围岩控制提供更加科学的参考。

参考文献:

- [1] 康红普,姜鹏飞,王子越,等.煤巷钻锚一体化快速掘进技术与装备及应用[J].煤炭学报,2024,49(1):131-151.
KANG Hongpu,JIANG Pengfei,WANG Ziyue,et al. Coal roadway rapid driving technology and equipment with integrated drilling and anchoring and its application[J]. Journal of China Coal Society,2024,49(1):131-151.
- [2] CHEN Y,ZHAO G M,XU W S,et al. Development and application of rock rheological constitutive model considering dynamic stress field and seepage field[J]. International Journal of Mining Science and Technology,2025,35:467-482.
- [3] 王刚,黄启铭,程卫民,等.煤层注水对煤矿灾害的防治作用机理研究[J].山东科技大学学报(自然科学版),2025,44(3):1-12.
WANG Gang,HUANG Qiming,CHENG Weimin,et al. Research on mechanism and engineering application of coal seam water injection to mine disaster prevention[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology(Natural Science),2025,44(3):1-12.
- [4] DAI J H,GONG F Q,HUANG D,et al. Quantitative evaluation method of rockburst prevention effect for anchoring rock masses around deep-buried tunnels[J/OL]. Tunnelling and Underground Space Technology,2025,156. DOI:10.1016/j.tust.2024.106268.
- [5] XIE Z D,HE C,CHEN Z Q,et al. Time-dependent squeezing deformation mechanism and its active control method of deep soft-rock tunnels crossing thrust faults[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering,2025,58:2661-2687.
- [6] 王旭锋,陈旭阳,王纪尧,等.平顶山矿区深部软岩巷道围岩蠕变破坏机制及控制[J].采矿与安全工程学报,2023,40(6):1139-1150.
WANG Xufeng,CHEN Xuyang,WANG Jiyao,et al. Creep failure mechanism and control of the deep soft rock roadway in Pingdingshan mining area[J]. Journal of Mining and Safety Engineering,2023,40(6):1139-1150.
- [7] 边华,赵毅鑫,王渊,等.回采速度对深部厚煤层正断层活化特征影响研究[J].矿业科学学报,2025,10(3):500-510.

- BIAN Hua,ZHAO Yixin,WANG Yuan,et al. Effect of mining speed on the activation characteristics of normal faults in deep thick coal seams[J]. Journal of Mining Science and Technology,2025,10(3):500-510.
- [8] 贾毅超,刘萍,韩森,等. 倾斜煤岩层条件回采巷道支护控制技术[J]. 采矿与岩层控制工程学报,2022,4(3):57-65.
- JIA Yichao,LIU Ping,HAN Sen,et al. Support control technology of roadways within inclined coal strata[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering,2022,4(3):57-65.
- [9] 侯公羽,梁金平,李小瑞. 常规条件下巷道支护设计的原理与方法研究[J]. 岩石力学与工程学报,2022,41(4):691-711.
- HOU Gongyu,LIANG Jinping,LI Xiaorui. Research on principles and methods of roadway support design under conventional conditions[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2022,41(4):691-711.
- [10] WANG Y,ZHANG Q H,YUAN L Y,et al. Spalling failure mechanism of surrounding rock in deep hard-rock tunnels[J]. Geotechnical and Geological Engineering,2024,42:7225-7242.
- [11] 元佳利,张建,宋子鸣,等. 深部高应力采动巷道锚注支护参数优化研究[J]. 煤炭技术,2024,43(7):91-97.
- QI Jiali,ZHANG Jian,SONG Ziming,et al. Study on optimization of bolting and grouting support parameters in deep high stress mining roadway[J]. Coal Technology,2024,43(7):91-97.
- [12] 肖鹏,于海洋,王东,等. 充填开采超前段主动支护替代被动支护技术与应用[J]. 山东科技大学学报(自然科学版),2022,41(3):41-49.
- XIAO Peng,YU Haiyang,WANG Dong,et al. Technology and application of active support replacing passive support in advance section of backfill mining[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology(Natural Science),2022,41(3):41-49.
- [13] 宋代福,马志涛,崔永强,等. 高应力巷帮阶梯型卸压孔合理参数研究[J]. 山东科技大学学报(自然科学版),2022,41(4):56-64.
- SONG Daifu,MA Zhitao,CUI Yongqiang,et al. Research on reasonable parameters of stepped pressure relief holes in high stress roadway[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology(Natural Science),2022,41(4):56-64.
- [14] WANG Q,SUN L F,JIANG B,et al. Research and application of a tunnel active-passive cooperative control mechanism[J/OL]. Tunnelling and Underground Space Technology,2024,149. DOI:10.1016/j.tust.2024.105801.
- [15] SHAN R L,WEI Y H,WANG C H,et al. Research on the failure mechanism of surrounding rock in a dynamic pressure roadway and active and passive coordinated support technology[J/OL]. Applied Sciences,2024,14. DOI:10.3390/app14051858.
- [16] SAROGLU C. The challenge of rock mass classification of anisotropic rockmasses[J]. Rock Mechanical and Rock Engineering,2025,58:11195-11215.
- [17] 张立博. 鑫安煤矿大变形破碎回采巷道支护技术研究与应用[D]. 青岛:山东科技大学,2019.
- ZHANG Libo. Research and application of support technology for large deformation and fractured mining roadway in Xin'an Coal Mine[D]. Qingdao:Shandong University of Science and Technology,2019.
- [18] 王志,尹延春,赵同彬,等. 软岩巷道扩孔锚固机理及支护控制数值模拟研究[J]. 山东科技大学学报(自然科学版),2021,40(3):35-43.
- WANG Zhi,YIN Yanchun,ZHAO Tongbin,et al. Numerical simulation study on bolting mechanism and support control of soft rock roadway[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology(Natural Science),2021,40(3):35-43.
- [19] 刘建庄,张农,郑西贵,等. U型钢支架偏纵向受力及屈曲破坏分析[J]. 煤炭学报,2011,36(10):1647-1652.
- LIU Jianzhuang,ZHANG Nong,ZHENG Xigui,et al. Research on buckling failure mechanism of U type steel support loaded deviating longitudinally[J]. Journal of China Coal Society,2011,36(10):1647-1652.
- [20] HE M C,SUI Q R,LI M N,et al. Compensation excavation method control for large deformation disaster of mountain soft rock tunnel[J]. International Journal of Mining Science and Technology,2022,32(5):951-963.

(责任编辑:吕海亮)