

厚煤层破碎顶板回采巷道围岩控制技术研究

王金红

中煤华晋集团韩咀煤业有限公司

DOI : 10.32629/jpm.v7i5.8918

[摘要] 针对厚煤层破碎顶板回采巷道围岩稳定性差的问题,以韩咀煤矿 32205 工作面为背景,采用理论分析与数值模拟,研究了破碎顶板巷道变形破坏机理,提出了“锚杆+锚索+注浆”协同支护技术。数值模拟表明,优化后顶板下沉量降低 22.1%,两帮收敛量最大降幅 39.1%,应力峰值提高 4%~6%,塑性区得到有效控制。现场应用验证了该技术的可行性。

[关键词] 岩体结构;数值模拟

Research on Control Technology for Surrounding Rock in Broken Roof Mining Roadways in Thick Coal seams

Wang Jinhong

Hanju Coal Industry Co., Ltd., Zhongmei Huajin Group

[Abstract] To address the poor stability of surrounding rock in broken roof mining roadways in thick coal seams, this study was conducted at the 32205 working face of Hanju Coal Mine using theoretical analysis and numerical simulation to investigate the deformation and failure mechanisms of such roadways. A synergistic support technology combining anchor rods, anchor cables, and grouting was proposed. Numerical simulations demonstrated that the optimized design reduced roof subsidence by 22.1%, minimized side wall convergence by up to 39.1%, increased peak stress by 4% - 6%, and effectively controlled plastic zones. Field applications have validated the feasibility of this technology.

[Key words] rock mass structure; numerical simulation

引言

深部厚煤层开采中,破碎顶板巷道易出现顶板离层、片帮冒顶^[1-3]。传统加大煤柱方式资源浪费严重^[10-11],沿空掘巷技术可减少煤柱损失^[12-13]。但现有研究多针对单一巷道,未充分考虑相邻巷道协同承载,且“锚杆+锚索+注浆”多介质耦合机理研究不足^[14-9]。本文以 32205 工作面为背景,提出相邻巷道联合支护方案,揭示错层位协同承载机理,并通过数值模拟与现场应用验证效果。

1 工程概况

32205 工作面主采 2#煤,厚 6.39~7.82m (平均 6.88m),倾角 0°~13°。直接顶为泥岩 (1.83~3m,平均 2.43m),节理发育、自稳差;老顶为 K8 中细砂岩 (2.73~8.4m,平均 6.88m)。埋深 480m。原支护下顶板下沉 400~500mm,两帮帮鼓 250~450mm,底鼓 150~250mm。

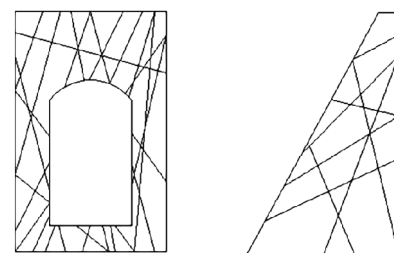
32205 主运顺槽与 32207 辅运顺槽采用沿空留巷布置,但在软弱复合顶板条件下,沿空掘巷出现顶板破碎、自稳能力差等问题,常规支护手段难以有效控制围岩变形。

2 围岩稳定性分析

2.1 岩体结构面发育特征

顶板岩层受多组结构面切割,形成复杂的块体结构。图 1 展示了被结构面切割的岩体形态,可以看出,岩体内发育有多

组优势节理,将完整岩体切割成不同尺寸的块体。这些块体的稳定性直接决定巷道顶板的整体稳定性。



地下洞室

二维边坡

图 1 被结构面切割的岩体

在块体稳定性分析中,需对块体滑动矢量进行判别。图 2 为块体滑动矢量分析示意图,图中展示了块体在不同结构面组合条件下的滑动方向和滑动模式。

2.2 围岩变形破坏机理

现场观测表明:顶板下沉最大 500mm,离层发生在浅层破碎区与中层裂隙区界面;煤柱侧帮鼓 350~450mm,实体煤侧 250~350mm,锚杆弯曲;底板鼓起 150~250mm。根本原因:软弱顶板采动离层,锚固区未覆盖破碎带,支护失效。

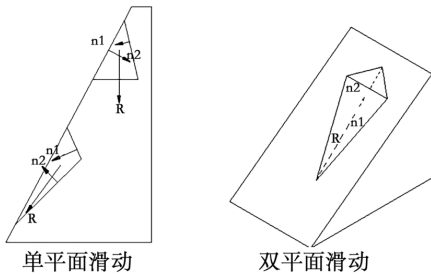


图2 块体滑动矢量分析示意图

3 协同支护体系设计

3.1 支护机理

基于上述分析，提出“锚杆+锚索+注浆”多介质耦合协同支护体系，其核心机理包括：

- (1) 悬吊承载：顶板锚索以深层稳定岩层为锚固基点，形成悬吊结构，将浅部破碎岩层悬吊于稳定岩层之上；
- (2) 压力拱效应：锚索群在中深部岩层中形成连续压力拱，抑制层间离层和结构分离；
- (3) 侧向约束：帮部锚杆与顶板锚索形成空间锚固网络，提供侧向约束力，控制帮部挤出；

表1 煤与岩石的力学参数

煤岩层	密度/(g/cm ³)	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)	粘聚力/MPa	体积模量/GPa	剪切模量/GPa
K8中粒砂岩(老顶)	2.54	1.89	36.35	1.72	10.85	8.14
泥岩(直接顶底)	2.56	1.27	26.58	1.83	6.08	3.47
2#煤	1.35	0.63	41.17	2.54	1.40	0.54
粉砂岩(老底)	2.57	1.56	35.37	1.68	6.25	3.56

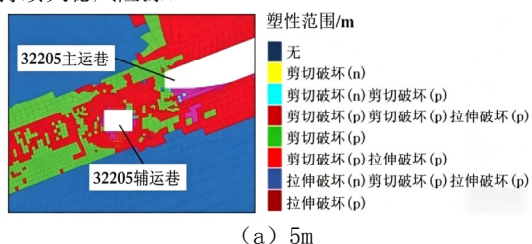
模拟分步进行：首先计算初始地应力场，然后模拟32205主运顺槽开挖与支护，最后模拟32205工作面回采过程，分析采动影响下巷道围岩的应力、位移和塑性区演化规律。

4.2 原支护方案效果分析

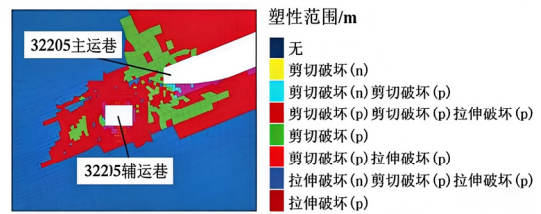
原支护方案采用普通锚杆支护，顶板锚杆长度2400mm，间排距850mm×900mm，帮部锚杆长度2000mm螺纹钢锚杆，间排距1000mm×900mm，未设置锚索。模拟结果显示：

- (1) 应力分布：工作面前方5~20m范围内应力集中明显，煤柱侧峰值应力38MPa，实体煤侧峰值应力42MPa，应力集中系数2.1~2.4；
- (2) 位移特征：顶板最大下沉量485mm，底板鼓起285mm，煤柱侧帮鼓385mm，实体煤侧帮鼓325mm，变形量超出允许范围；
- (3) 塑性区：顶板塑性区深度达2.6~3.0m，超过锚杆有效长度，锚杆完全嵌入塑性区内，支护效能丧失；帮部塑性区深度1.8~2.2m。

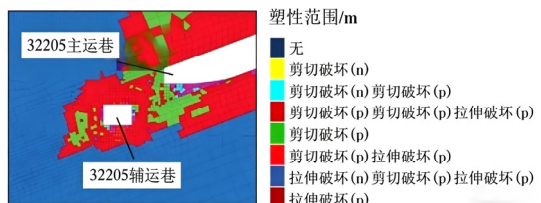
图3展示了原支护方案下巷道围岩塑性区的演化过程。由图3(a)可知，工作面推进至5m时，顶底板已形成贯穿性塑性损伤带，实体煤侧损伤域深度达3m；推进至10m时(图3(b))，锚固构件完全嵌入塑性损伤区，支护体系效能失效；推进至20m时(图3(c))，顶板损伤域深度维持2.6~2.8m，超越锚杆作用范围；至50m处(图3(d))，围岩损伤域深度仍达2.5m，形成持续失稳风险源。



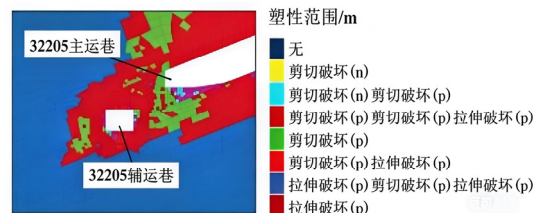
(a) 5m



(b) 10m



(c) 20m



(d) 50m

图3 原支护方案巷道围岩塑性区

4.3 优化方案效果分析

采用协同支护方案后，模拟结果显著改善：

- (1) 应力分布：煤柱侧峰值应力提升至40MPa(增幅5.3%)，实体煤侧峰值应力提升至45MPa(增幅7.1%)，表明围岩承载能力增强，高应力区向深部转移；

- (4) 注浆改性：通过注浆加固改善浅层破碎岩体的力学性能，提高残余承载能力。

3.2 支护参数确定

通过理论计算和工程类比，确定最优支护参数如下：

- (1) 顶板锚杆：Φ22mm×2400mm左旋无纵筋螺纹钢锚杆，间排距850mm×900mm，预紧扭矩不低于320N·m，配用W型钢带和菱形金属网；
- (2) 帮部锚杆：Φ20mm×2000mm螺纹钢锚杆，间排距1000mm×900mm，预紧扭矩280N·m；
- (3) 注浆加固：对顶板浅层破碎区(0~2.5m)进行注浆加固，注浆压力2~3MPa，注浆材料为超细水泥基浆液。

4 数值模拟分析

4.1 模型建立

采用FLAC3D建立三维数值模型，模型尺寸：X方向300m(走向)，Y方向120m(倾向)，Z方向180m(垂直)。模型上边界施加等效上覆岩层载荷12MPa，下边界固定，四周边界施加水平位移约束。采用摩尔-库仑强度准则，岩体力学参数依据实验室试验结果确定，具体见表1。

(2)位移特征: 顶板最大下沉量降至 378mm(降幅 22.1%), 底板鼓起降至 218mm(降幅 23.5%), 煤柱侧帮鼓降至 248mm(降幅 35.6%), 实体煤侧帮鼓降至 198mm(降幅 39.1%);

(3)塑性区: 顶板塑性区深度控制在 2.2~2.5m, 基本位于锚杆锚固范围内; 帮部塑性区深度 1.2~1.5m, 较原方案明显减小; 围岩整体处于稳定状态。

图 4 展示了优化后巷道围岩塑性区的演化特征。实施协同支护技术后, 超前 5m 区域(图 4(a)) 立体锚固网络有效约束了塑性区扩展, 顶板离层量显著降低; 超前 10m 位置(图 4(b)), 顶板塑性区深度小于锚杆有效长度; 超前 20m 位置(图 4(c)), 顶板塑性区完全处于锚固范围内, 底板塑性区深度受注浆层有效控制; 超前 50m 处(图 4(d)), 协同支护区整体破坏规模较 20m 处减少 24%, 围岩系统整体处于准稳定状态。

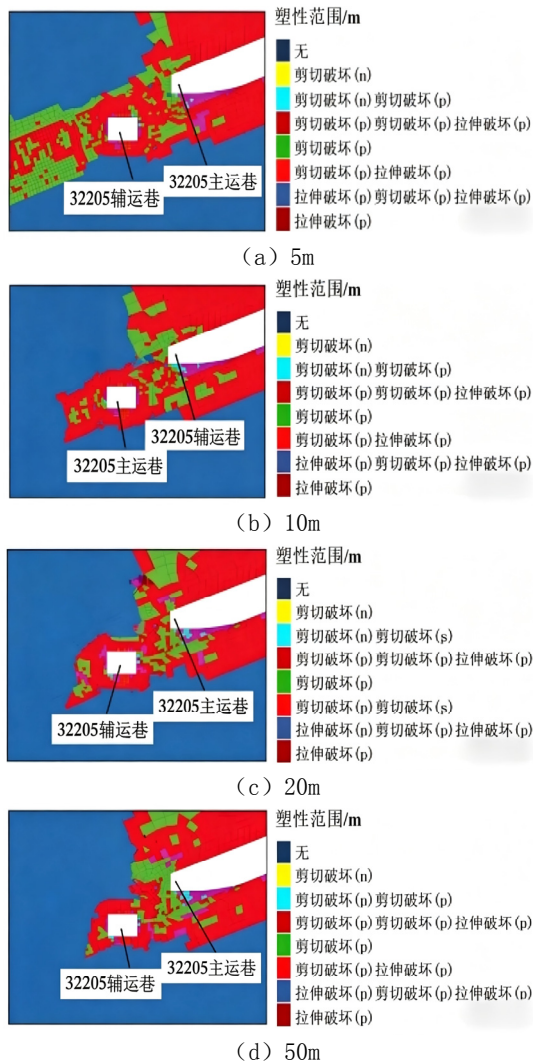


图 4 优化后巷道围岩塑性区

5 工程应用效果

将优化后的协同支护方案应用于 32205 主运顺槽, 现场监测结果表明:

(1) 巷道掘进期间, 顶板最大下沉量 86mm, 两帮最大收敛量 112mm, 变形量在允许范围内;

(2) 工作面回采期间, 受采动影响区段顶板最大下沉量 312mm, 两帮最大收敛量 258mm, 巷道断面满足通风和运输要求;

(3) 与邻近工作面相比, 巷道维护工程量减少约 40%, 回采推进速度提高约 25%;

6 结论

(1) 揭示了 32205 综放工作面软弱复合顶板条件下回采巷道的变形破坏机理: 顶板软弱岩层在采动应力作用下发生离层破坏, 锚固区未能有效覆盖破碎带是导致支护失效的根本原因。

(2) 提出了“锚杆+锚索+注浆”多介质耦合协同支护体系, 阐明了悬吊承载、压力拱效应、侧向约束和注浆改性四重协同作用机理。

(3) 确定了最优支护参数: 顶板锚杆 $\Phi 22\text{mm} \times 2400\text{mm}$ 、间排距 $850\text{mm} \times 900\text{mm}$, 顶板锚索 $\Phi 21.6\text{mm} \times 8300\text{mm}$ 、间排距 $1600\text{mm} \times 1800\text{mm}$, 帮部锚杆采用差异化设计, 配套注浆加固工艺。

【参考文献】

- [1]周宏伟,张茹,薛东杰,等.深部煤炭资源流态化开采原位多场多相岩体力学理论研究前沿[J/OL].煤炭学报,1-20[2026-02-09].
- [2]许家林,鞠雪峰,轩大洋,等.煤矿全生命周期绿色开采研究展望[J].绿色矿山,2023,1(01):79-90.
- [3]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(01):1-12.
- [4]邵春瑞,季廷秀,孙建宁,等.残采厚煤层综放开采回采巷道围岩稳定性控制技术[J].煤炭工程,2025,57(09):58-66.
- [5]史文豹,许庆钊,常聚才,等.真三轴应力环境下矩形巷道围岩宏细观裂纹发育规律[J].煤田地质与勘探,2025,53(11):158-169.
- [6]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(04):775-784.
- [7]冯刚,陈玉龙.软弱复合顶板回采巷道围岩控制技术优化与应用[J].能源技术与管理,2024,49(04):92-95.
- [8]刘海双,张建乐.寸草塔二矿厚硬顶板回采巷道锚索超前主动支护研究[J].中国矿业,2025,34(11):210-216.
- [9]刘敬东,吕坤,武智东,等.厚硬顶板煤层二次采动巷道围岩破坏机理与控制研究[J].金属矿山,2024,(12):77-87.
- [10]王伟.综采面沿空巷道切顶卸压围岩稳定性控制技术[J].凿岩机械气动工具,2025,51(04):167-169.
- [11]柏建彪,王卫军,侯朝炯,等.综放沿空掘巷围岩控制机理及支护技术研究[J].煤炭学报,2000,(05):478-481.
- [12]马念杰,郭晓菲,赵志强,等.深部采动巷道顶板稳定性分析与控制[J].煤炭学报,2015,40(10):2287-2295.
- [13]陈志维,张彦董.窄煤柱沿空掘巷围岩稳定协同控制技术研究与应用[J].矿业安全与环保,2023,50(1):65-70.
- [14]张宏杰.终采线长水平孔定向压裂巷道围岩控制技术研究及应用[J].矿业安全与环保,2025,52(04):69-77.
- [15]侯李鑫.厚硬顶板条件下沿空掘巷护巷煤柱宽度与稳定性研究[D].安徽理工大学,2025.

作者简介:王金红,1993年3月29日,汉族,山西运城人,研究方向:采矿工程。