

迎采一对掘巷道围岩失稳机理及协同控制技术研究

段凯¹ 汪增²

1. 山西锦兴能源有限公司 肖家洼煤矿, 中国·山西 兴县 033600

2. 中国矿业大学 矿业工程学院, 中国·江苏 徐州 221116

摘要: 针对肖家洼煤矿 221303 材料顺槽在“迎采一对掘”条件下出现的围岩大变形问题, 综合采用地质力学分析、数值模拟及现场试验方法, 揭示了侧向支承压力与动态采动扰动耦合作用下的围岩失稳机理, 结果显示: 侧向支承压力对巷道应力集中程度的影响显著, 相交区域底鼓量峰值达 1.8m, 锚索断裂比例超 30%。基于此构建了“分区卸压—协同补强”控制技术体系。并进一步提出分区域治理策略, 将巷道划分为稳定段、滞后影响段和超前影响段, 差异化实施补强、卸压措施, 使围岩变形速率大幅降低。本研究为迎采一对掘巷道围岩稳定性控制提供了科学依据和技术支撑。

关键词: 迎采一对掘; 围岩失稳; 侧向支承压力; 协同控制技术; 分区域治理

Mechanisms of Surrounding Rock Instability and Synergistic Control Technologies for Roadways under Simultaneous Mining and Excavation Conditions

Kai Duan¹ Zeng Wang²

1. Shanxi Jinxing Energy Co., Ltd., Xiaojiawa Coal Mine, Xingxian, Shanxi, 033600, China

2. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu, 221116, China

Abstract: To address the severe surrounding rock deformations in the 221303 material gateway of Xiaojiawa Coal Mine under “simultaneous mining and excavation” conditions, this study combines geomechanical analysis, numerical simulations, and field testing to investigate instability mechanisms driven by coupled lateral abutment pressure and dynamic mining disturbances. Results demonstrate that lateral abutment pressure significantly exacerbates stress concentration in the roadway, with peak floor heave reaching 1.8 m in intersecting areas and anchor cable fracture ratio exceeding 30%. A “zoned pressure relief-synergistic reinforcement” system is developed, integrating large-diameter borehole drilling for stress redistribution, full-length grouted ultra-long cables for structural reinforcement, and shotcrete-grouting for fracture sealing. A zonal governance strategy classifies the roadway into stable, lag-affected, and advance-affected segments, enabling tailored reinforcement, pressure relief, and roof-cutting measures. Results confirm significant deformation rate reduction, offering technical guidance for stability control in mining-excavation interactive roadways.

Keywords: simultaneous mining and adjacent excavation; surrounding rock failure; lateral abutment pressure; synergistic control technology; deformation control

0 前言

在迎采一对掘掘巷过程中, 由于受到采动与掘进双重扰动影响, 矿压显现突出。特别是在回采巷道与上一回采工作面交汇时期, 极易出现巷道变形量大, 支护构件失效等问题, 增加了巷道支护的难度^[1-3]。

针对巷道围岩的稳定控制, 学者们提出了多项理论与技术。康红普^[4,5]提出的深部巷道围岩控制理论, 通过优化锚索支护参数强化关键部位承载力, 为复杂应力环境下的支护设计提供了基础; 何满潮等^[6,7]提出“耦合支护”方法, 强调围岩与支护体的协同承载作用。刘荣科等^[8]针对迎采一对掘过程中巷道围岩大变形难题, 提出“卸—固—支”协同控制技术, 通过超前卸压与动态支护抑制围岩变形; 侯朝炯

等^[9]以围岩应力环境恶化为切入点, 提出通过优化煤帮支护强度提升巷道整体稳定性; 张农^[10]基于迎采动压巷道稳定性特征分析, 研发预拉力组合锚杆技术, 控制顶板离层。

论文以肖家洼煤矿 221303 材料顺槽为工程背景, 对迎采一对掘巷道围岩失稳机理与协同控制技术研究。通过分析巷道底鼓的演化规律, 了解巷道围岩失稳机理, 进而提出“分区卸压—协同补强”技术体系。

1 工程背景与围岩失稳特征

1.1 地质与工程条件

221303 材料顺槽布置于肖家洼煤矿 22 采区 13 号煤层, 该顺槽属迎采一对掘型巷道, 即在上覆 8 号煤 120803 工作面回采过程中掘进。顺槽位置情况见图 1, 该煤层平均厚度

11.93m, 属特厚煤层, 内生裂隙发育, 煤体破碎性显著。煤层顶板为深灰色泥岩; 直接底为黑灰色泥岩, 遇水软化后抗压强度降低, 易引发底鼓(地层岩性如图 2 所示)。区域构造特征方面, 巷道西北侧邻近矿井边界正断层, 东侧紧邻 221301 采空区, 形成侧向支承压力集中区。

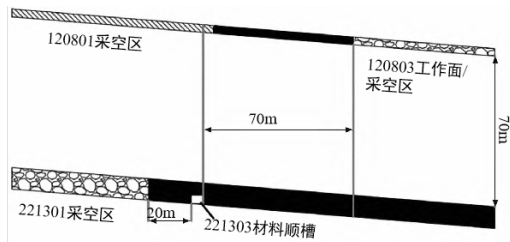


图 1 221303 材料顺槽位置示意图

钻探	厚度/m	岩性描述
	6.60	泥灰岩: 深灰色, 块状构造, 质较硬
	4.36	泥岩: 深灰色, 块状构造, 泥质结构, 性较脆
	11.93	13号煤: 黑色, 块状, 质较硬, 均厚11.93m
	2.02	泥岩: 黑灰色, 块状构造
	5.50	砂质泥岩: 深灰色, 层状构造, 砂泥质结构

图 2 地层岩性柱状图

221303 材料顺槽设计长度 2895m, 矩形断面(宽 × 高 = 5.6m × 3.9m), 该巷道受上覆 8 号煤层回采及邻近 221301 采空区侧向支承压力双重作用, 底鼓量峰值达 1.8m, 锚索断裂比例超 30%, 两帮移近量 0.8m, 围岩呈现“顶—帮—底”协同破坏特征。

1.2 围岩失稳特征

经现场调研发现, 221303 材料顺槽在侧向支承压力和“迎采—对掘”的双重影响下, 出现了锚索大面积断裂失效的现象, 锁具滑移及托盘撕裂频发, 锚索情况如图 3 所示; 且出现顶板失稳(顶板裂隙深度 0~4.2m, 最大下沉量 0.5m); 底鼓突出(相交段底鼓量达 1.8m, 两帮移近量 0.8m)现象。



图 3 221303 材料顺槽失效锚索照片

1.3 巷道顶板裂隙监测

为深入分析巷道顶板岩层结构特征, 采用钻孔窥视方法对 221303 材料顺槽顶板上方岩体的裂隙分布特征进行现场观测。钻孔窥视结果如图 4 所示, 可知: ①在锚索群组失效区段, 顶板离层裂隙呈现显著扩展特征。②其离层裂隙发育深度集中在 0~4.2m。

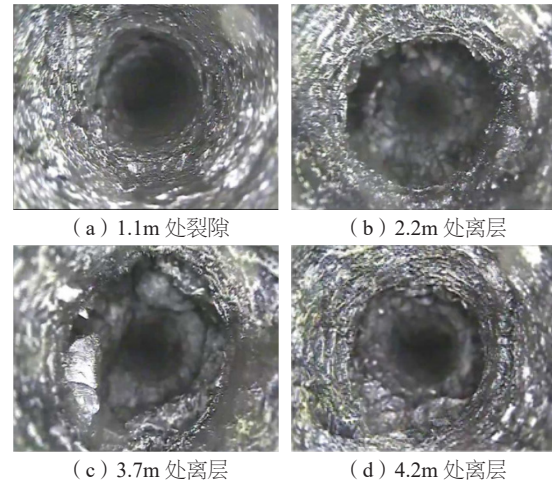


图 4 钻孔窥视结果

2 采动应力演化规律

2.1 数值模型建立

根据肖家洼矿 221303 材料顺槽生产地质条件, 利用 FLAC^{3D}(Fast Lagrangian Analysis of Continua, 仿真计算软件)构建巷道围岩的三维力学模型, 动态捕捉迎采—对掘过程中应力场的演化特征, 如图 5 所示。

模型 x (工作面倾向) × y (厚度) × z (高度) = 362 × 400 × 277m, 共划分 727120 单元, 756945 节点。对该模型顶部采用面力代替上覆岩重, 按地应力测量结果赋应力初值, 对底部进行固支, 限制侧面法向位移, 考虑重力, 数值为 9.81m/s²。对该顺槽围岩进行局部加密并采用应变软化模型计算。采空区垮落岩体对上覆岩层的支撑作用采用回填法模拟。

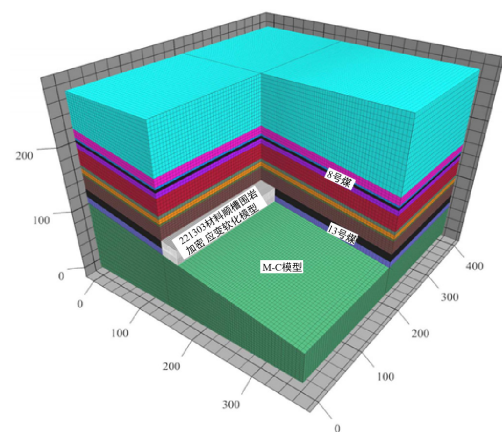


图 5 数值模型

2.2 模拟结果分析

根据模拟结果, 221303 材料顺槽迎头距 120803 工作面不同位置巷道底鼓量情况如图 6 所示。

分析可知, 当 221303 材料顺槽迎头距 120803 工作面 250m 时, 巷道变形量呈均匀分布特征, 表明此时材料顺槽还未受到“迎采一对掘”影响。当二者相距 100m 时, 接近回采工作面区域的巷道变形量略微扩大, 表明此时材料顺

槽已开始受到“迎采一对掘”影响。当二者位置齐平时, 巷道变形量与距 100m 时相比几乎不变, 表明工作面超前支承压力的影响有限。当二者相交 200m 时, 相交区域巷道变形量显著增大, 此时受工作面侧向支承压力的影响要强于超前支承压力的影响。当二者相交 400m 时, 相交区域巷道变形量进一步增大, 此时受工作面侧向支承压力影响则较强烈。

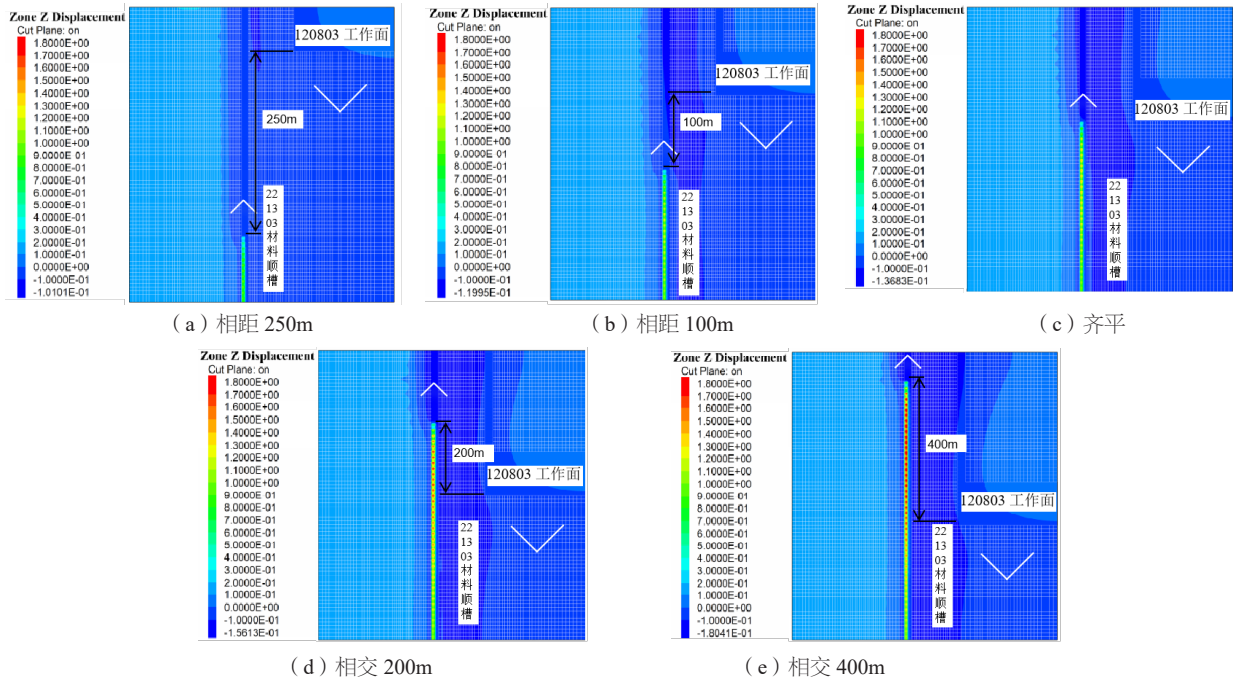


图 6 221303 材料顺槽迎头与 120803 工作面不同位置巷道底鼓云图

3 分区域协同控制技术

3.1 分区域治理理念

根据 221303 材料顺槽与 120803 工作面的相对位置关系, 以及材料顺槽的矿压显现规律, 可将其划分为稳定段、滞后影响段和超前影响段, 然后进行分区域治理(稳定段和滞后影响段界限根据矿压显现程度判定), 如图 7 所示。

其中:

①稳定段: 该段巷道对应的 120803 工作面采空区覆岩结构已进入应力平衡态, 锚索断裂、锁具崩落现象相对较少, 只需采用打设底锚索和补打失效锚索的措施即可。

②滞后影响段: 该段巷道属对采对掘影响段, 其对应的 120803 工作面已进入采空区, 无法在 120803 材料顺槽中实施切顶卸压, 因此需要在 221303 材料顺槽采取巷帮大直径钻孔卸压、架设工字钢棚和打设底锚索、不搭失效锚索措施。

③超前影响段: 该段巷道受 120803 工作面超前采动支承压力扰动影响, 围岩出现显著变形破坏, 支护构件失效现象较多, 因此需要在 120803 材料顺槽实施爆破切顶卸压, 在 221303 材料顺槽采取巷帮大直径钻孔卸压、打设底锚索和补打失效锚索的措施。



图 7 221303 材料顺槽分段治理示意图

3.2 221303 材料顺槽支护方案

3.2.1 221303 材料顺槽加强支护方案

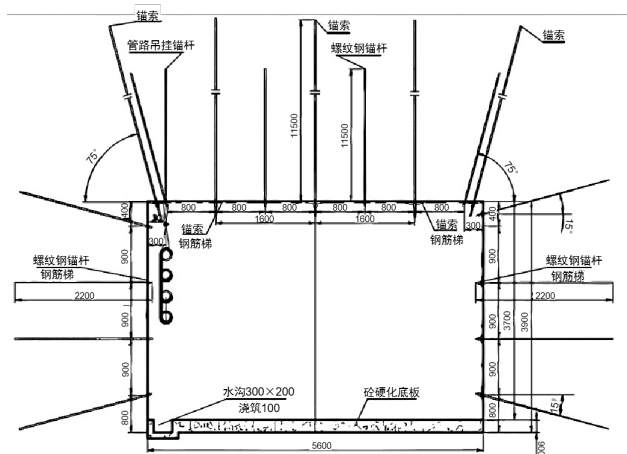
对 221303 材料顺槽采取以下方式进行加强支护：

①顶板及两帮加强支护。221303 材料顺槽顶板锚索加 $\phi 20\text{mm}$ 钢筋梯，锚索下压钢筋梯，钢筋梯排距 1600mm，锚索间排距 1600mm \times 1600mm，锚索预紧力要求不小于 250kN，顶板各加长 500mm 与两帮肩窝处第一根锚杆形成整体支护，巷道两帮采用螺纹钢锚杆加 $\phi 14$ 的钢筋梯支护。

②肩窝加强支护。221303 材料顺槽两侧肩窝位置采用 $\phi 21.8 \times 6500\text{mm}$ 锚索加强支护，锚索与顶板成 75° 角打设，肩窝锚索间距 1600mm，与顶板锚索交错布置，锚索预紧力要求不小于 250kN。

③非采煤帮加强支护。221303 材料顺槽非采煤帮位置采用 $\phi 21.8 \times 4000\text{mm}$ 锚索 + $\phi 20\text{mm}$ 钢筋梯加强支护，锚索下压钢筋梯，钢筋梯横向连接，每排布置 2 根锚索，锚索间排距 1600 \times 1600mm，锚索预紧力要求不小于 250kN。

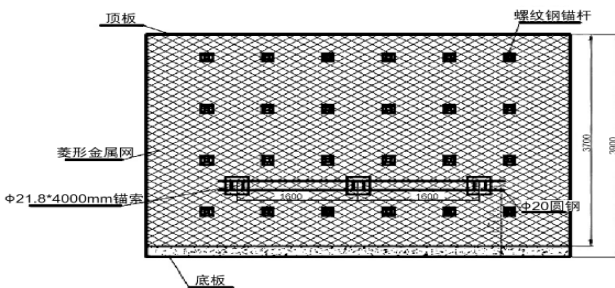
221303 材料顺槽加强支护如图 8 所示。



(a) 支护断面图

非采煤帮补强支护图

1:50



(b) 非采煤帮加强支护图

图 8 221303 材料顺槽加强支护示意图

3.2.2 221303 材料顺槽加固方案

221303 工作面材料顺槽受本煤层相邻 221301 工作面采动侧向支承应力影响和 120803 工作面回采交错采空区煤柱应力集中影响，巷道 800~1200m 矿压显现较强烈，顶板经过补强整体支护强度已经很高，原有支护方式已经很难控制

巷道围岩稳定，因此需要通过综合加固技术手段提高巷道围岩整体性及稳定性。221303 材料顺槽补强支护方案如下，示意图如图 9 所示。

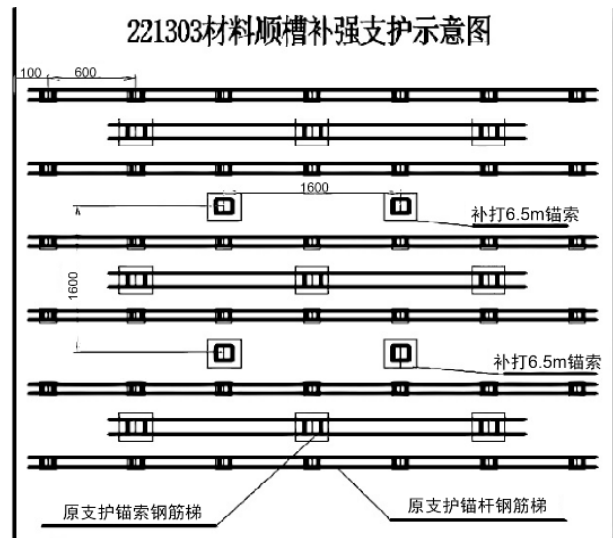


图 9 221303 材料顺槽补强支护示意图

① 221303 材料顺槽 800~900m 巷道顶板受振动导致多根锚索失效。针对该问题，采用 $\phi 21.8 \times 11500\text{mm}$ 的 19 芯钢绞线锚索补强，外露长度 150~250mm，分 3 次张拉，每根锚索拉拔力不小于 250kN。

②在原支护锚索中间补打锚索进行补强支护，锚索规格为 21.8mm \times 6500mm 的 19 芯钢绞线锚索，锚索间排距 1.6m \times 1.6m，每排锚索布置两根，与原支护锚索形成 3-2 布置，锚索外露长度为 150~250mm，锚索进行 3 次张拉，每根锚索拉拔力不小于 250kN。

③使用道木在 221303 材料顺槽所有瓦斯抽采硐室口两侧各增设一个木垛，221303 材料顺槽在向前掘进过程中巷道严禁超宽，不再开掘大断面硐室，调车硐室严格按照设计开掘，硐室开口处增设锚索梁锁口。

④ 221303 材料顺槽巷道 800~900m 段采煤帮打设单体，单体柱径为 110mm，单体穿鞋戴帽，排距为 0.8m，每排使用 1 根单体进行支护，初撑力不小于 90kN，单体柱鞋必须打在硬地板上，每根单体使用防倒绳进行连接并固定在顶板上。

3.2.3 221303 材料顺槽喷浆、注浆方案

221303 工作面材料顺槽受本煤层相邻 221301 工作面采动侧向支承应力影响，巷道 90~190m、700~800m 顶板破碎、矿压显现较强烈，顶板经过补强整体支护强度已经很高，单纯依靠锚杆、锚索支护已经很难控制巷道围岩稳定，且目前补打锚索施工难度大、难以发挥应有的作用，因此需要通过喷浆、注浆加固技术手段提高巷道围岩整体性及稳定性。

喷浆加固方案：

① 221303 工作面材料顺槽 90~190m、700~800m 巷道顶部及巷道两帮肩窝处进行喷浆加固，喷浆厚度 100mm，

喷浆强度 $\geq C40$ 。处理完喷体达到终极强度 ($\geq C40$) 后, 打注中空注浆锚杆。

根据现场实际情况, 采用 3000mm 中空注浆锚杆, 巷道顶板均匀布置 3 根注浆锚杆, 间排距 1200mm, 每根注浆锚杆注浆量控制在 1 吨左右, 注浆材料采用 $\geq C40$ 标号的新型材料加水玻璃。注浆终压控制在 2MPa 左右。

② 221303 材料顺槽 800~1200m 巷道顶部及两帮肩窝下延 500mm 范围进行喷浆加固, 顶板平整段喷浆厚度 50mm, 顶板不平整段单次喷浆厚度不超过 300mm, 喷浆强度 $\geq C40$ 。

③ 221303 材料顺槽 805~825m、870~935m、950~960m、990~1040m、1065~1100m 顶板裂隙发育段采用新型注喷高强度材料注浆加固。在巷道顶板裂隙处, 打注长 3000mm 的中空注浆锚杆。注浆材料采用 $\geq C40$ 标号的新型材料加水玻璃, 每根注浆锚杆注浆量控制在 1 吨左右, 注浆终压控制在 2MP 左右。

3.3 切顶卸压方案

8 号煤上方垮落带内赋存 8.6m 厚中粗粒砂岩硬层, 该硬层在 120803 工作面回采后将形成大面积悬顶, 导致采空区侧向支承压力转移范围和幅度均较大, 使侧下方 221303 材料顺槽矿压显现剧烈。因此, 在 221303 材料顺槽超前影响段对应的 120803 材料顺槽内实施爆破切顶, 以消除 8.6m 厚中粗粒砂岩硬层悬顶, 使 221303 材料顺槽超前影响段卸压。综合考虑有效爆破预裂范围、岩层垮落角和实践经验, 确定钻孔方位与工作面回采方向相反 (朝向采空区), 仰角 75° , 孔间距 1m。切顶方案图如图 10 所示。

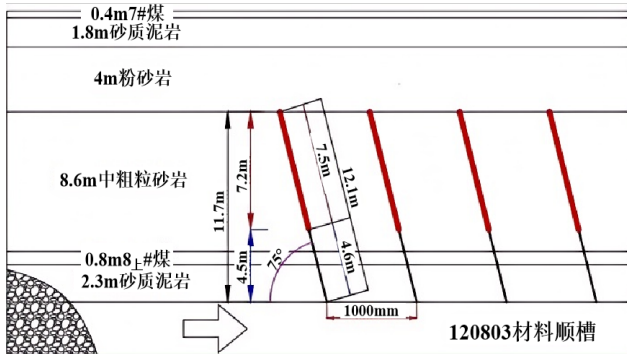
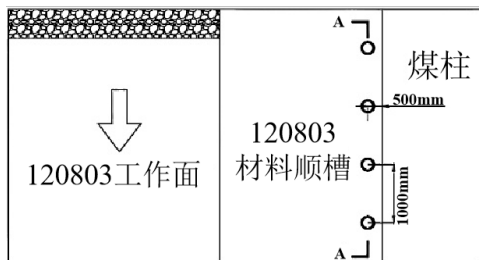


图 10 120803 工作面爆破切顶方案

于 221303 材料顺槽滞后影响段和超前影响段开展大直径钻孔卸压, 进一步降低巷道围岩应力水平。钻孔直径 150mm, 于巷帮高度中部分别向煤柱帮和实体煤帮打孔、

仰 (俯) 角与煤层倾角一致 (近似平行煤层底板钻进), 长度 12m, 间距 0.8m。大直径钻孔布置如图 11 所示。

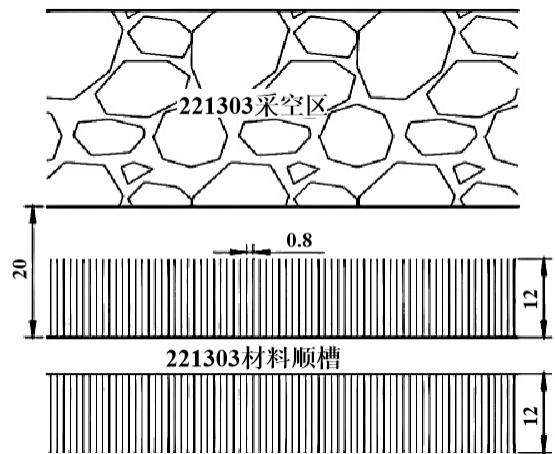


图 11 221303 材料顺槽巷帮大直径钻孔布置图

4 现场工程试验

为了检验支护效果, 在 221303 材料顺槽采取十字布点方式设置观测点, 观测周期为 1 天 / 次, 确保设点可以真实有效地反映该段巷道压力显现情况。其围岩变形量情况如图 12 所示。

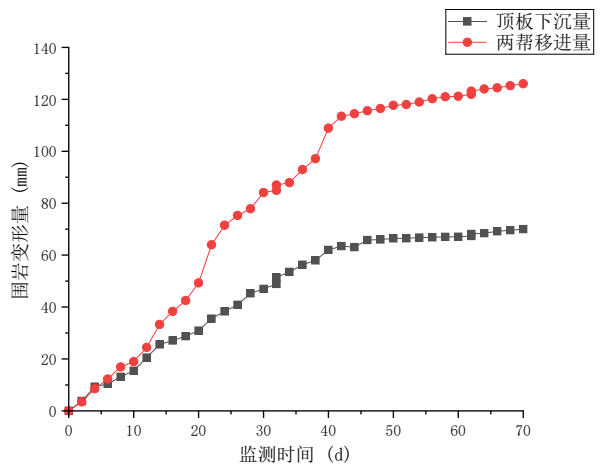


图 12 围岩变形量随时间变化曲线

监测数据显示, 实施协同控制技术后, 221303 材料顺槽围岩顶板下沉量与两帮位移量均大幅改善, 顺槽整体稳定性良好。

5 结论

① 迎采一对掘条件下, 221303 材料顺槽围岩失稳主要由侧向支承压力与动态采动扰动耦合作用引发。其中侧向支承压力对巷道应力集中程度的影响较为显著。

② 通过分区域协同控制治理策略, 将巷道划分为稳定段、滞后影响段和超前影响段, 差异化实施补强锚索、巷帮大直径钻孔卸压、切顶及喷浆—注浆加固措施。

③现场应用表明,分区域协同控制技术显著改善围岩稳定性。800~1200m 段巷道围岩变形量均大幅降低,该方法有效缓解了支护构件失效问题,对巷道围岩控制具有良好的效果。

参考文献:

- [1] 杜鹏荣.迎采动巷道动态分段支护技术研究[J].煤炭技术,2020,39(12):23-25.
- [2] 郭重托.特厚煤层迎采扰动沿空掘巷围岩控制技术研究[J].煤炭工程,2020,52(11):42-46.
- [3] 陈定超,王襄禹,柏建彪,等.迎采工作面沿空掘巷围岩能量一应力全周期演化规律[J].煤炭科学技术,2025,53(4):162-175.
- [4] 康红普.我国煤矿巷道围岩控制技术发展70年及展望[J].岩石力学与工程学报,2021,40(1):1-30.
- [5] 康红普.深部巷道围岩控制理论与技术[M].北京:煤炭工业出版社,2015.
- [6] 何满潮,王琦,李术才.煤矿软岩巷道耦合支护设计方法[J].岩石力学与工程学报,2009,28(2):217-223.
- [7] 孙晓明,张勇,何满潮,等.深部井巷工程高预应力NPR耦合支护技术[J].矿业科学学报,2023,8(1):50-65.
- [8] 刘荣科,马振乾,郑行行,等.迎采对掘过程中切顶前后巷道围岩稳定性控制技术研究[J].矿业研究与开发,2024,44(2):47-55.
- [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.
- [10] 张农,李学华,高明仕.迎采动工作面沿空掘巷预拉力支护及工程应用[J].岩石力学与工程学报,2004(12):2100-2105.

基金项目:国家自然科学基金(项目编号:52174132)。