

Research on Optimization of Support Method of Full Mechanized Mining Face with Large Mining Height

Xuan Yang

Shanxi Lanhua Group Jushan Coal Mine Co., Ltd., Jincheng, Shanxi, 048002, China

Abstract

In response to the problem of severe deformation caused by unreasonable support in the heading roadway of the large mining height fully mechanized mining face, a study was conducted on the optimization method of support in the heading roadway by combining on-site monitoring, numerical simulation, and practice. The results show that the reinforcement support method of “anchor rod+anchor cable+steel ladder beam” in the face mining roadway reduces the plastic zone area of the roadway roof by 53.3% ~ 59.7%, and the plastic zone area of the two sides by 49.1% ~ 58.8%. The peak stress is significantly reduced, meeting the stability requirements of the face mining roadway.

Keywords

mining roadway; loose circle of surrounding rock; numerical simulation; support optimization

大采高综采工作面迎采动掘进巷道支护方法优化研究

杨旋

山西兰花集团晋山煤矿有限公司, 中国·山西 晋城 048002

摘要

针对大采高综采工作面迎采动掘进巷道支护不合理导致巷道变形严重问题, 采用现场监测、数值模拟与实践相结合对迎采动掘进巷道支护优化方法进行了研究。结果表明: 迎采巷道“锚杆+锚索+钢筋梯子梁”加强支护方法, 巷道顶板塑性区面积减小53.3%~59.7%, 两帮塑性区面积减小49.1%~58.8%, 应力峰值显著降低, 满足迎采巷道稳定要求。

关键词

迎采巷道; 围岩松动圈; 数值模拟; 支护优化

1 引言

在中国煤矿高产高效开采中, 为缓解采掘接替紧张的局面, 迎采动掘进巷道应用越来越广泛^[1,2]。随之也暴露出一些问题, 在临近工作面采动应力影响下, 易造成迎采巷道严重变形, 给工作面安全回采及巷道稳定构成了威胁^[3-5]。在这方面研究中, 王浩研究了迎采巷道围岩应力、变形与支护间作用关系, 提出了合理的巷道围岩控制技术^[6]; 郭重托分析了不同煤柱宽度工作面回风巷围岩承载演化规律, 提出迎采巷道采用“锚杆索+单体液压支柱+ π 型梁”补强支护措施^[7]。综合文献分析, 对于迎采巷道变形控制主要采用合理的支护方法。论文以某煤矿迎采动掘进巷道为工程背景, 对巷道围岩松动圈范围进行了现场测定, 结合数值模拟分析提出了合理的迎采巷道围岩支护方法, 以保障迎采巷道的稳定性。

【作者简介】杨旋(1986-), 男, 中国山西泽州人, 本科, 工程师, 从事煤矿水文地测研究。

2 工程概况

某矿主采6#煤层6203工作面与6205工作面, 煤层平均厚5.1m, 倾角 $2^{\circ} \sim 6^{\circ}$, 工作面间留有25m厚煤柱, 采用大采高综合机械化采煤工艺, 6203工作面埋深670m, 直接顶为6.4m厚泥岩, 基本顶为7.1m厚细粒砂岩, 直接底为8.7m厚砂质泥岩, 基本底为6.2m厚泥岩, 走向长度达1250m, 宽265m, 6203回风顺槽迎着6205工作面回采方向掘进, 为典型的迎采动掘进巷道。

6203及6205工作面巷道断面尺寸为宽 \times 高=5.6m \times 4.2m, 采用锚杆+锚索联合支护方式, 其中顶板锚杆采用 $\phi 22\text{mm} \times 2500\text{mm}$ 左旋无纵筋螺纹钢锚杆, 间排距为0.85m \times 0.85m, 每排布置6根锚杆, 顶锚索采用 $\phi 18.9\text{mm} \times 6500\text{mm}$ 的预应力钢绞线锚索, 间排距为2.0m \times 1.5m, 每排布置3根锚索, 均垂直巷道顶板布置; 两帮采用 $\phi 22\text{mm} \times 2500\text{mm}$ 左旋无纵筋螺纹钢锚杆, 间排距为0.85m \times 0.85m, 每排布置5根锚杆, 垂直巷道壁面布置。

通过现场监测6205工作面采动对6203回风顺槽变形的影响, 分析了巷道受采动影响的变形及矿压规律。

15201回风顺槽围岩变形经历4个阶段：①掘进影响阶段：随着掘进距离的增加，围岩移近量逐渐增加，至距离掘进工作面40m左右时，围岩移近量趋于稳定，顶板最大下沉量536mm，煤柱帮最大位移为465mm，回采帮最大位移为384mm；底板最大底鼓量为175mm；②掘进影响稳定阶段：变形速度一般在0.3~0.5mm/d；③采动影响阶段：距离邻近15203工作面前55m左右时开始影响，至工作面后方10~30m影响加剧，至工作面后方150m趋于稳定；④采动影响稳定阶段：变形速度一般在0.5~0.75mm/d。随着与6205回采工作面的远离，6203回风顺槽顶锚杆、煤柱帮锚杆、回采帮锚杆与顶锚杆的受力平缓减小。受工作面回采扰动影响，现有支护方法不适用导致6203回风顺槽变形严重。为此，急需开展适用于迎采动掘进巷道的合理支护方法，以保证巷道的稳定性。

3 迎采巷道支护方法优化

3.1 支护参数确定

根据前述6203回风顺槽松动圈测试结果，迎采巷道顶板及两帮松动破坏范围较大，据此研究提出“锚杆+锚索+钢筋梯子梁”加强支护方法。基于悬吊理论，已掘巷道锚杆长度确定方法如下：

$$L_{\text{锚}} = L_1 + L_2 + L_3 \quad (1)$$

其中， L_1 为外露长度，取0.2m； L_2 为锚杆有效长度，m； L_3 为锚固长度，取0.3~0.4m。

当 $f \leq 3$ 时，锚杆 L_2 的长度确定方法如下：

$$L_2 = [B/2 + H \cot(45^\circ + \varphi/2)] / f_1 \quad (2)$$

其中， f_1 为岩石硬度系数，取2.1； B 为巷道宽度，取5.6m； H 为巷道高度，取4.2m； φ 为内摩擦角，取 60° 。

将相关参数代入式(2)，计算得到 $L_2=2.1\text{m}$ ，即 $L_{\text{锚}}=2.6\sim 2.7\text{m}$ 。这里顶锚杆长度取2.7m。

锚杆间排距计算公式如下：

$$a = \sqrt{\frac{Q}{kH\gamma}} \quad (3)$$

其中， a 为锚杆间排距，m； Q 为锚杆锚固力，kN/根； H 为巷道高度，m； γ 为顶板岩层重力密度，kN/m³； k 为安全系数，取2。

该矿设计锚杆锚固力为120kN，巷道高4.2m，顶板岩层重力密度为22kN/m³，相关参数代入公式(3)，计算得到锚杆间排距为0.75m。最终确定迎采巷道锚杆长度为2.7m，间排距为0.75m×0.75m。

顶锚索长度确定方法如下：

$$L_1 = L_a + L_b + L_c + L_d \quad (4)$$

其中， L_1 为锚索总长度，m； L_a 为进入稳定岩层长度，m； L_b 为悬吊不稳定岩层厚度，3.5m； L_c 为托盘及锚具厚度，0.3m； L_d 为外露长度，0.3m。

其中：

$$L_a \geq K \frac{f_a d_1}{4f_c} \quad (5)$$

其中， K 为安全系数，取4； d_1 为锚索直径，取18.9mm； f_a 为锚索抗拉强度，取2.86kN/mm²； f_c 为锚索与锚固剂的粘结强度，15N/mm²。

将相关参数代入公式(3)与(4)，计算的锚索长度应不小于7.7m。根据顶板条件结合巷道宽度等因素综合考虑，确定锚索长度为8m。

顶锚索设计长度为8000mm，锚索孔深7800mm，间距为1700mm；煤柱帮补打锚索长度为5000mm，锚索孔深4800mm，间距为1800mm。此时锚索深度与间距应满足以下条件：

$$L/S \geq 2 \quad (6)$$

其中， L 为锚索孔深度，m； S 为锚索间距，m；

经计算，该比值为4.58 > 2，即顶板选用8000mm长度锚索能够满足要求。

3.2 巷道加强支护方案

根据理论计算结果，6203回风顺槽锚杆采用 $\phi 22\text{mm} \times 2700\text{mm}$ 高强度左旋无纵筋螺纹钢锚杆，锚杆长度由原来的2.5m增加至2.7m，间排距由原来的 $0.85\text{m} \times 0.85\text{m}$ 调整为 $0.75\text{m} \times 0.75\text{m}$ ，巷道中部锚杆垂直顶板及两帮布置，巷道边侧锚杆与巷道顶板及两帮呈 45° 夹角。顶锚索采用 $\phi 18.9\text{mm} \times 8000\text{mm}$ 高强度低松弛预应力钢绞线锚索，顶锚索长度由原来的6.5m增加至8.0m，间排距由原来的 $2.0\text{m} \times 1.5\text{m}$ 调整为 $1.7\text{m} \times 1.2\text{m}$ ，排与排之间采取“232”交错布置方式；煤柱帮补打锚索长度为5.0m，间排距为 $1.8\text{m} \times 1.2\text{m}$ ，锚固力为120kN，两帮锚杆由原来的每排5根调整为6根。钢筋梯子梁采用 $\phi 14\text{mm}$ 圆钢焊制而成，长度为2600mm与1700mm，宽度80mm，在安装锚杆的位置焊接上两道纵筋，纵筋间距80mm，以便安装锚杆。

4 支护效果数值模拟分析

针对迎采巷道提出的补强支护方法，采用FLAC 3D数值模拟软件进行验证分析，本构模型为Mohr-Coulumb模型，数值模型长×宽×高=560m×320m×60m，共划分为652400个单元，巷道断面为宽×高=5.6m×4.2m，工作面间保护煤柱宽30m，模型底部及四周进行位移约束，上部施加载荷等效上覆岩层自重，岩体力学参数见表1。

表1 岩体力学参数

岩性	密度 /kg/m ³	抗拉强度 /MPa	弹性模量 /GPa	泊松比	内聚力 /MPa	内摩擦角 /°
细砂岩	2450	3.26	39.88	0.35	13.13	31
泥岩	2250	3.45	12.45	0.27	2.61	28
6#煤	1680	0.59	5.78	0.24	1.16	26
砂质泥岩	2350	2.21	32.32	0.34	2.47	32
泥岩	2250	3.38	12.15	0.26	2.69	29

6203回风顺槽加强支护后，巷道围岩塑性区情况见图1。

可以看出,当 6203 回风顺槽与 6205 回采工作面相遇时,迎采巷道围岩破坏范围显著减小;当工作面推过 15m 时,围岩塑性区小范围增加,此时巷道顶板塑性区面积为 21m²,减小 53.3%,两帮塑性区面积为 27m²,减小 49.1%;当工作面推过 30m 时,巷道围岩塑性区没有明显的增加,此时巷道顶板塑性区面积为 23m²,减小 59.7%,两帮塑性区面积为 28m²,减小 58.8%。可以看出巷道加强支护后,随着工作面推过距离的增加,塑性区范围快速降低。

6203 回风顺槽加强支护后,巷道垂直应力分布情况见图 2。可以看出,当 6203 回风顺槽与 6205 回采工作面相遇时,运输顺槽一侧垂直应力较大为 17.5MPa,约在煤柱中心,并且峰值随着运输顺槽与回采工作面距离的增大而逐渐减小。当工作面推过 15m 时,峰值为 14.5MPa;当工作面推过 30m 时,峰值为 12.5MPa,垂直应力显著降低。

综合分析,对巷道采用加强支护后,随着工作面的推进,巷道顶板塑性区面积减小 53.3%~59.7%,两帮塑性区面积减小 49.1%~58.8%,应力峰值显著降低,说明针对迎采巷道采用优化后的支护方法可取得良好的护巷效果。

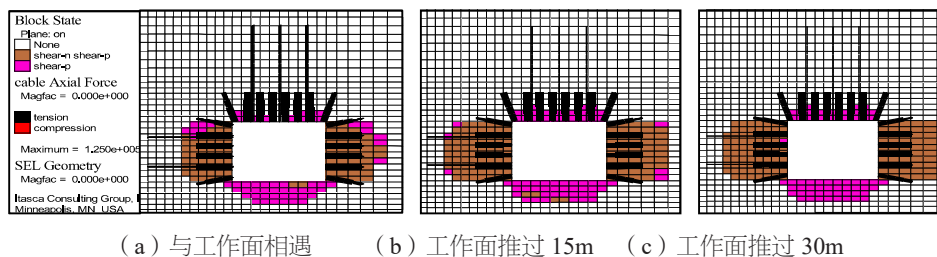
5 巷道变形情况

为了进一步验证所提出的迎采巷道支护优化方法的可

靠性,对巷道加强支护后顶板及两帮位移情况进行了监测,监测点布置在 6203 回风顺槽中,距 6205 工作面 150m。迎采巷道趋于稳定后,巷道顶板最大位移为 165mm,煤柱帮最大位移为 147mm,回采帮最大位移为 124mm。与巷道支护优化前相比,顶板下沉量减小 69%,煤柱帮位移减小 68%,回采帮位移减小 67.7%,巷道支护效果显著,有效保障了迎采巷道围岩的稳定性。

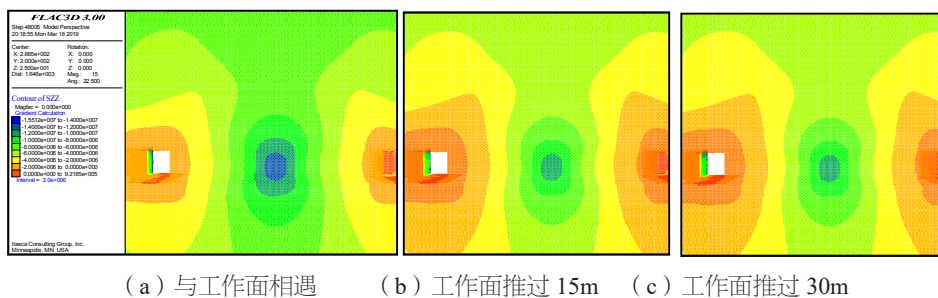
6 结论

①基于迎采巷道围岩松动圈测试结果,在原支护条件下,迎采巷道以两帮及顶板松动破坏为主,围岩破坏深度最大达 1.58m,需对巷道两帮及顶板加强支护。②针对迎采巷道破坏情况,理论确定迎采巷道锚杆合理长度为 2.7m,间排距为 0.75m×0.75m;提出了“锚杆+锚索+钢筋梯子梁”联合加强支护方法;通过数值模拟验证,对巷道采用加强支护后,随着工作面的推进,巷道顶板塑性区面积减小 53.3%~59.7%,两帮塑性区面积减小 49.1%~58.8%,应力峰值显著降低,可实现迎采巷道有效支护。③通过现场实践,迎采巷道加强支护后,顶板下沉量减小 69%,煤柱帮位移减小 68%,回采帮位移减小 67.7%,巷道支护效果显著,有效保障了迎采巷道围岩的稳定性。



(a) 与工作面相遇 (b) 工作面推过 15m (c) 工作面推过 30m

图 1 加强支护后巷道围岩塑性区分布图



(a) 与工作面相遇 (b) 工作面推过 15m (c) 工作面推过 30m

图 2 加强支护后巷道垂直应力分布图

参考文献

- [1] 王夏南.基于松动圈测试的迎采动巷道围岩控制技术[J].同煤科技,2020(2):17-20.
- [2] 郑俊杰.迎采巷道围岩稳定分段控制技术[J].煤,2022,31(2):90-92.
- [3] 付书俊,吴乐,何杰.近距离煤层迎采动工作面沿空掘巷支护技术[J].煤炭工程,2019,51(6):81-85.
- [4] 岳鹏飞.马堡煤矿迎采巷道围岩综合控制技术[J].煤,2022,30(1):21-23.
- [5] 张鑫.新型快速掘进迎采动压巷道支护技术的应用[J].山西焦煤科技,2020,44(4):20-24.
- [6] 王浩.肖家洼煤矿迎采对掘巷道围岩控制技术[J].煤炭技术,2020,39(10):41-43.
- [7] 郭重托.特厚煤层迎采扰动沿空掘巷围岩控制技术[J].煤炭工程,2020,52(11):42-46.