

大南湖一矿 1303 回风平巷围岩支护优化研究

Optimization Study on Surrounding Rock Support of 1303 Return Air Tunnel in the First Mine of Dananhu

张泽泰(国网能源哈密煤电有限公司大南湖一矿, 新疆 哈密 839000)

摘要:基于 1303 工作面回风平巷原支护条件下围岩变形量大、无法满足采面煤炭高效回采需求问题,提出综合采用现场实测、钻孔窥视、数值模拟等技术手段分析围岩大变形原因,并给出岩支护优化方案。研究表明,1303 回风平巷围岩松软、遇水膨胀,邻近采空区侧向应力、围岩淋水以及原支护参数不合理等是导致围岩变形量大的主要原因。针对性提出锚杆+锚索+金属网、锚杆+锚索+金属网+注浆两种优化方案,并通过数值模拟分析优选采用锚杆+锚索+金属网+注浆方案,具体给出巷道支护技术参数。工程应用后,回风平巷顶底板、巷帮最大收敛量分别为 182 mm、63 mm,变形量较支护优化前分别降低 72.7%、85.8%,表明采用的优化支护方案有效控制了回风平巷围岩变形。

关键词:回采巷道;侧向应力;软岩;围岩控制

中图分类号: TD353 **文献标志码:** A **文章编号:** 1672-609X(2023)05-0064-07

Abstract: In response to the problem of large deformation of surrounding rock under the original support conditions of the return air roadway in the 1303 working face, which cannot meet the demand for efficient coal extraction in the mining face, it is proposed to comprehensively use technical means such as on-site measurement, drilling observation, and numerical simulation to analyze the causes of large deformation of surrounding rock, and provide an optimization plan for rock support. The analysis found that the main reasons for the large deformation of the surrounding rock in the 1303 return air roadway are the looseness of the surrounding rock, the expansion when encountering water, the lateral stress in the adjacent goaf, the water pouring in the surrounding rock, and the unreasonable original support parameters. Therefore, two optimization schemes, namely anchor rod + anchor cable + metal mesh, and anchor rod + anchor cable + metal mesh + grouting, are proposed for this purpose. Through numerical simulation analysis, the optimal scheme is to use anchor rod + anchor cable + metal mesh + grouting, and specific technical parameters for tunnel support are provided. After engineering application, the maximum convergence values of the top, bottom, and side of the return air roadway were 182 mm and 63 mm, respectively. The deformation values decreased by 72.7% and 85.8% compared to before support optimization, indicating that the optimized support scheme effectively controlled the deformation of the surrounding rock of the return air roadway.

Key words: gateway; horizontal stress; soft rock; surrounding rock control

1 前言

确保回采巷道围岩稳定是实现煤炭安全回采的前提条件,受水、采掘扰动、围岩岩性条件以及地质构造等多因素影响,围岩容易变形甚至诱发冒顶问题,影响采面煤炭开采^[1-3]。分析影响巷道围岩变形因素并针对性提出优化方案,有助于提升围岩控制效果,为此众多学者对围岩支护优化技术展开研究,其中薛峰^[4]针对霍尔辛赫矿 3501 巷围岩受力及变形规律,提出巷道顶板、巷帮锚网索补强加固技术方案,现场取得较好补强支护效果;申和欣等^[5]针对 2021E 工作面回采巷道原支护条件下围岩变形量大问题,依据锚杆-锚索围岩控制机理及数值模拟结果对巷道支护参数进行优化,工程应用后换到高顶板底板、巷帮变形最大量分别控制在 353 mm、

151 mm 以内,满足了工作面回采需要;毕海鹏^[6]针对大断面泥岩顶底板巷道围岩变形大问题,提出采用高强螺纹钢锚杆+单体锚索、锚索桁架+W 钢带+槽钢组合方式对围岩支护方案进行优化;冯云贵等^[7]以水峪矿十采区运输大巷为研究对象,在对围岩变形进行现场调研、理论分析及现场试验基础上,提出以约束混凝土+注浆锚索为核心控制围岩变形;孙志勇等^[8]对提出综合 DIP(数字图像处理)、数理统计及理论分析等对巷道围岩钻孔窥视及强度测试结果分析,为围岩力学强度判定、岩体内部成分差异及宏观缺陷分析等提供了新的分析方法。文中就以大南湖一号矿 1303 工作面回风平巷围岩控制为工程背景,结合以往研究成果^[9-12]以及回风平巷现场条件、围岩变形特征等针对性提出围岩优化支护方案,实现了回风平巷围岩变形的有效控制。

2 工程概况

2.1 地质概况

大南湖一号矿井井田南北长 9.4 km,东西宽 8

[作者简介] 张泽泰(1986—),男,工程师,从事采矿工程方面研究。

[引用格式] 张泽泰.大南湖一矿 1303 回风平巷围岩支护优化研究[J].中国矿山工程,2023,52(5):64-70.

km,面积约75.28 km²,井田内主要含煤层段含煤层共计29层,可采煤层23层,煤层平均厚度96.49 m,地质储量54.14 亿t,可采储量为29.36 亿t,设计生产能力1 000 万t/年。1303 工作面位于采区西翼,工作面设计长度2 118 m(平距),倾向长度为240 m,采用一进一回的U型通风方式。1303 工作面南北两侧分别为1301 采空区、圈定的1305 工作面,留设的保护煤柱宽度分别为18 m、30 m,具体工作面位置关系如图1 所示。1303 工作面采用综放开采工艺,全部垮落法管理顶板,采煤机采高度为2.8 m,放煤高度为3.2 m,采放比为1:1.15,循环进尺0.8 m。

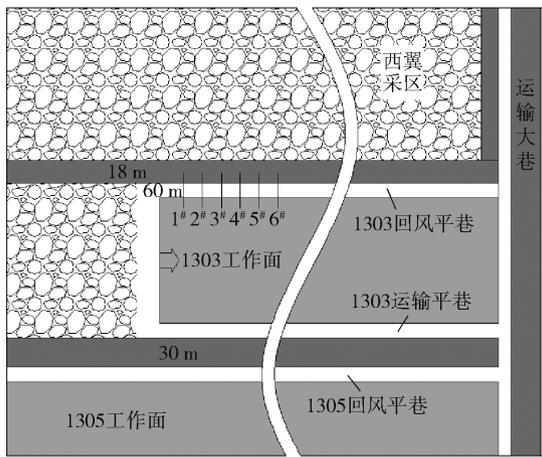


图1 工作面位置示意图

平均厚6.04 m,为较稳定煤层,煤层为I类自燃煤层,煤尘具有爆炸危险性。3#煤顶底板岩体软化系数为0.1,其中直接顶为厚4.94 m的泥岩、粉砂岩,质地较软;直接底为厚0.62 m泥岩;基本底为厚1.07 m粉砂岩,岩性较软。V3 含水层3#煤层回采期间的直接充水含水层,该含水层位于3#煤顶板约18 m位置,岩性为粗、中砂岩,厚度约为11 m,裂隙发育,为弱含水层。

2.2 回风平巷支护参数

1303 回风平巷设计为矩形断面,采用锚网索支护方式,巷道支护断面如图2 所示。围岩支护参数为:

(1)顶板支护参数:顶板每排6根锚杆规格 $\phi 20$ mm \times 2 500 mm 螺纹钢锚杆,间排距为900 mm \times 900 mm,顶板两侧锚杆向外插 $20^{\circ}\sim 30^{\circ}$,其他锚杆垂直支护;顶板每排两根规格 $\phi 17.80$ mm \times 8 000 mm 钢绞线锚索,间排距为3 000 mm \times 2 600 mm。

(2)巷帮支护参数:采面帮用规格 $\phi 20$ mm \times 2 200 mm 玻璃钢锚杆,煤柱帮用 $\phi 20$ mm \times 2 200 mm 螺纹钢锚杆,间排距均为1 000 mm \times 900 mm,巷帮每排4根锚杆,巷帮靠顶板侧锚杆外插 $20^{\circ}\sim 30^{\circ}$ 、靠底板侧锚杆外插 45° ,其他锚杆垂直巷帮布置。

(3)底板支护参数:底板铺设厚200 mm的强度C20 混凝土。

2.3 巷道围岩变形情况

1303 回风平巷使用期间存在围岩较破、碎顶煤离层、底鼓、变形破坏严重等问题,特别是巷道上

1303 工作面回采的3#煤层埋深约300 m,煤层

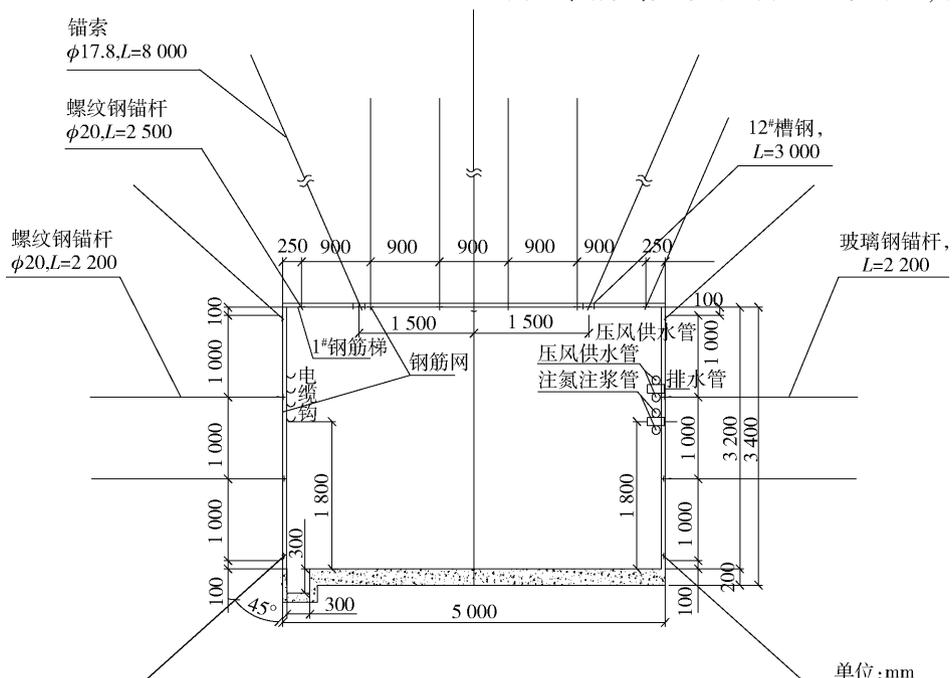


图2 回风平巷支护断面图

帮肩角变形量大,甚至存在有顶板冒顶风险,具体回风平巷现场情况如图3所示。巷道顶底板、巷帮变形量可分别达到667 mm、445 mm,同时工作面帮位移量明显较煤柱帮大;巷道底鼓量较大,顶

板局部出现网兜情况。回风平巷道围岩变形量大严重影响工作面正常回采,因此需要结合1303工作面回风平巷现场条件针对性对巷道围岩支护参数进行优化。

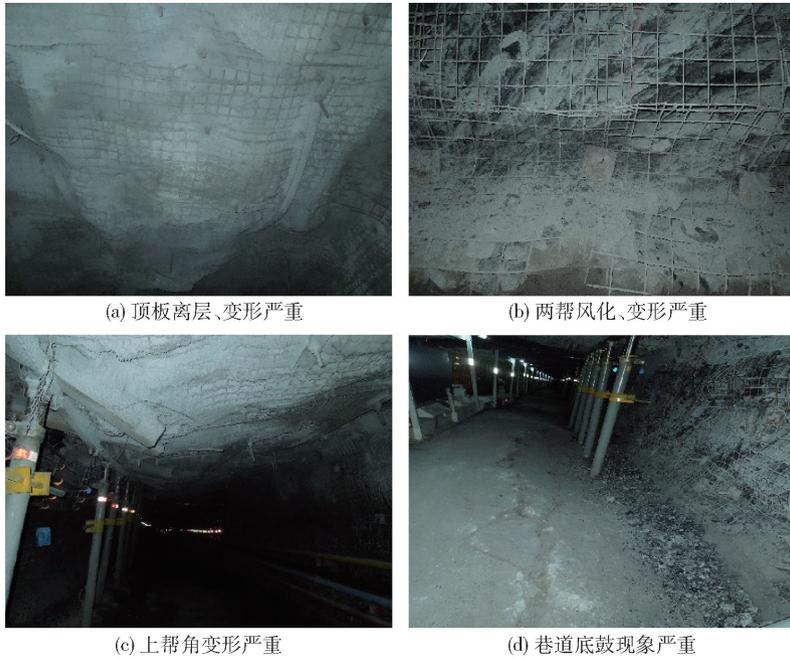


图3 1303回风平巷现场图

3 回风平巷围岩变形原因分析

3.1 回风平巷围岩内部裂隙分布分析

采用钻孔窥视技术分析回风平巷围岩内部裂隙发展、分布状态情况,可掌握巷道围岩内部的破坏程度及破坏纵向范围,并可为后续巷道支护优化提供。

1) 回风平巷采面帮钻孔窥视分析

工作面帮钻孔窥视结果如图4所示。在0~1.5 m孔壁图像如图4a所示,此范围内裂隙发育、孔壁破碎、巷帮煤体在长时间压力作用下出现破坏情况,承载能力较差;1.5~4 m孔壁图像如图4b所示,孔壁表明裂隙发育、整体较为破碎,同时孔壁裂隙呈现先增加后减少趋势,缝隙有水渗出;4~5.5 m

孔壁图像如图4c所示,孔壁煤体较完整、部分位置凹凸不平;孔深超过6 m后孔壁裂隙不发育、平滑。

2) 回风平巷煤柱帮钻孔窥视分析

煤柱帮钻孔窥视结果如图5所示。0~1.5 m孔壁图像如图5a所示,孔壁裂隙发育,煤岩体承载能力差、围岩连续控制效果不佳;2~3 m孔壁图像如图5b所示,孔壁四周裂隙发育、有塌落现象,岩体破碎、抗变形能力差;3~6.5 m孔壁裂隙发育,在覆岩应力作用下变形量较大;孔深8~9 m发育有纵横交错裂隙,具体如图5c所示,裂隙中有少量水涌出。

3) 回风平巷顶板钻孔窥视分析

窥视发现顶板浅部0~2.9 m孔壁裂隙发育、岩体破碎,2.9~6.5 m孔壁光滑、发育有少量交错裂

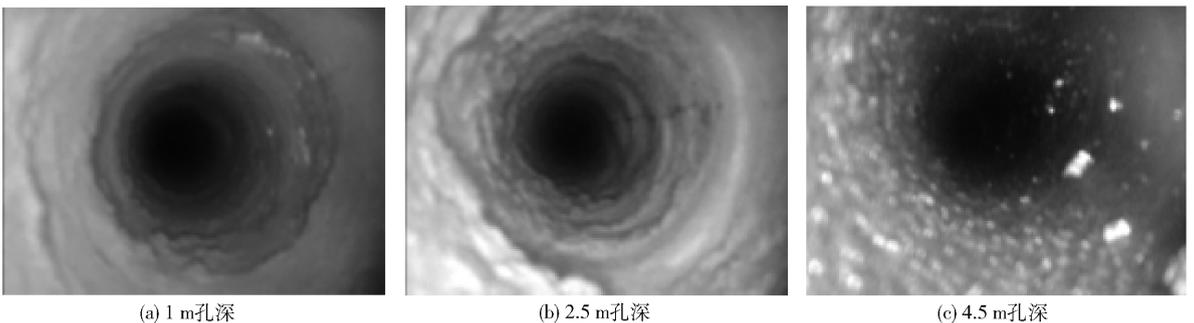


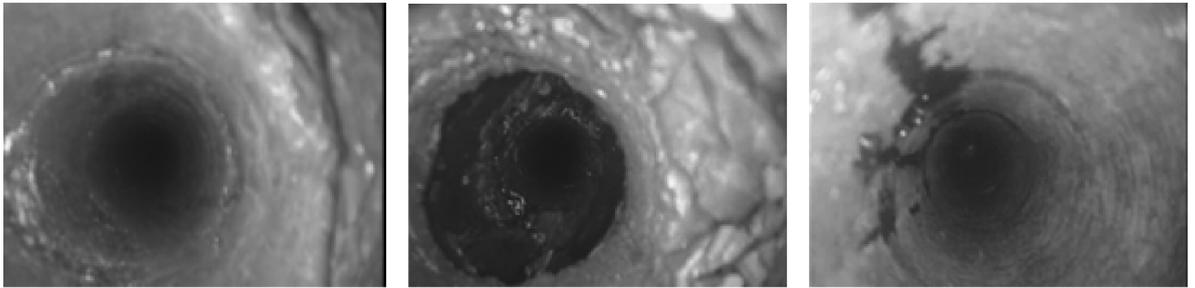
图4 工作面帮窥视图像

隙、岩体完整性较好。

3.2 模拟分析

1303工作面涌水量最大可达到200 m³/h,同时

窥视钻孔发现回风平巷围岩裂隙出现淋水情况,为此使用FLAC^{3D}软件分析涌水对巷道变形影响,具体模拟采用的围岩力学参数见表1。模拟结果如图6所示。



(a) 1 m孔深

(b) 2.5 m孔深

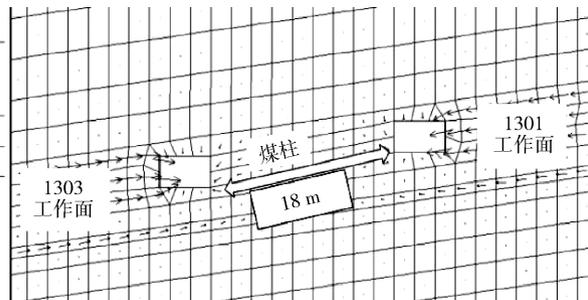
(c) 8.5 m孔深

图5 煤柱帮钻孔窥视图像

表1 围岩力学参数

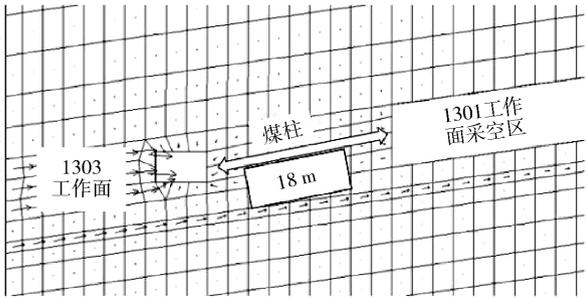
部位	厚度/ m	抗压强度/ MPa	密度/ 10 ³ kg·m ⁻³	体积模量/ MPa	弹性模量/ GPa	剪切模量/ MPa	泊松比
基本顶	25	13	2 100	7 813	7.5	2 798	0.34
直接顶	5.82	9.11	2 220	29 167	3.5	1 182	0.48
3#煤层	6.2	8.168	1 350	4 400	1.32	455	0.45
直接底	1.85	8.66	2 060	6 771	3.25	1 144	0.42
基本底	2.70	14.85	2 120	9 912	10.13	3 808	0.33

FLAC3D 3.00
Step 13700 Model Perspective
11:17:57 Wed Aug 03 2016
Center: X: 2.500e+002 Y: 2.382e+000 Z: 7.621e+001
Rotation: X: 355.774 Y: 355.981 Z: 355.288
Dist: 1.380e+003 Mag: 19.2
Increments: Move: 5.010e+001 Rot: 10.000
Flow Vectors
Maximum = 1.900e+004
LineStyle
Sketch
Magfac = 0.000e+000
LineStyle
Rescon Consulting Group, Inc.
Minnesota, MN USA



(a) 1303回风平巷开挖后涌水情况

FLAC3D 3.00
Step 21700 Model Perspective
11:45:21 Wed Aug 03 2016
Center: X: 2.500e+002 Y: 2.382e+000 Z: 7.621e+001
Rotation: X: 355.774 Y: 355.981 Z: 355.288
Dist: 1.380e+003 Mag: 19.2
Increments: Move: 5.010e+001 Rot: 10.000
Flow Vectors
Maximum = 2.802e+004
LineStyle
Sketch
Magfac = 0.000e+000
LineStyle
Step: 21700
Window: 3:R12:56:093
Rescon Consulting Group, Inc.
Minnesota, MN USA



(b) 1301回采面开采后1303回风平巷涌水情况

图6 回风平巷涌水模拟结果

从模拟结果看出:①回风平巷掘进后围岩渗流平衡场被打破,水平矢量箭头方向均指向回风平衡,表明涌水是影响回风平巷围岩变形的一个重要因素;②邻近的1301工作面回采后,回风平巷水平矢量箭头有所增大,主要是在采动影响下回风平巷围

岩变形量增大,从而导致围岩涌出量有所增大,但是水平矢量箭头增大幅度相对较小;③无论邻近的1301工作面是否回采,回风平巷涌水均是采面帮大于煤柱帮;④回风平巷涌水量较大,容易出现积水,同时由于巷道围岩为遇水容易膨胀、泥化及崩解的

软岩(巷道围岩软化系数平均为0.1),回风平巷涌水会明显减低围岩承载能力,进而影响围岩变形控制效果。因此,水是影响回风平巷围岩控制效果的关键因素之一。

3.3 巷道变形原因分析

结合1303回风平巷现场条件、围岩变形特征、钻孔窥视成果以及回风平巷涌水模拟结果等,认为回风平巷围岩变形量较大的主要因素为:

(1)软岩物理力学性质影响。岩性是巷道保持稳定的基本因素,3#煤层围岩岩性较软,易风化,遇水易泥化,崩解等不良性质,抗压强度为13 MPa,不利于巷道的稳定。

(2)煤柱应力集中。1303回风平巷区段煤柱应力集中,容易导致巷道出现不对称变形,增大围岩变形量。

(3)地下水的影响。3#煤层受V3含水层影响,结合数值模拟对巷道涌水分析得出地下水在巷道工作面帮侧涌出量大,巷道底板岩性为泥岩、煤,软化系数为0.1,加剧了巷道工作面帮侧的变形。

(4)采动影响。1301工作面回采后煤柱应力集中,1303回风平巷塑性区面积增大而破坏严重。

(5)支护结构不合理。巷道支护形式单一,且为一次支护,不适应围岩变形要求;底板无支护,同时底板岩体抗压强度较低,导致巷道底鼓严重。通过上述分析,对于巷道支护方案应以提高围岩抵抗变形的能力,加强底板支护,对巷道应进行注浆,加长锚杆支护。

4 巷道支护参数优化及应用分析

4.1 巷道支护参数优化

1) 锚杆及锚索长度确定

① 锚杆长度

锚杆长度 L 公式为

$$L \geq L_1 + L_2 + L_3 \quad (1)$$

式中: L_1 ——锚杆外露长度,取0.05 m;

L_2 ——有效长度, m;

L_3 ——端头锚固长度,取0.45 m。

L_2 依据钻孔窥视成果确定,钻孔窥视发现顶板冒落高度2.4 m,煤柱帮及工作面帮松动范围分别为2.9 m、2.7 m,因此取 $L_2 = 2.9$ m。求得 $L = 3.4$ m。

② 锚索长度

锚索长度 L_m 公式为

$$L_m \geq L_a + L_b + L_c + L_d \quad (2)$$

式中: L_a ——锚索在稳定岩层内长度,取1.9 m;

L_b ——顶板塑性区,取6.5 m;

L_c ——锚具厚度,取0.20 m;

L_d ——外露长度,取0.30 m。求得 $L_m = 9$ m。

2) 巷道支护参数设计

针对1303回风平巷围岩地质情况,通过研究对巷道支护参数进行优化,共提出两种优化支护方式,分别为方案一:锚杆+锚索+金属网、方案二:锚杆+锚索+金属网+注浆,并通过数值模拟方式对优化支护方案进行优选。具体支护参数见表2,支护断面如图7所示。

表2 巷道优化参数

项目	参数
顶板	锚索 $\phi 20$ mm \times 9 000 mm 钢绞线,间排距1 500 mm \times 2 400 mm,一排3根,外侧两侧锚索与顶板呈75°
	锚杆 $\phi 22$ mm \times 3 400 mm 螺纹钢锚杆,间排距800 mm \times 800 mm,一排8根,外侧两侧锚索与顶板呈45°
两帮锚杆	$\phi 22$ mm \times 3 400 mm 螺纹钢锚杆,间排距800 mm \times 800 mm,顶部锚杆外插20°,下部锚杆外插30°
底板锚杆	$\phi 22$ mm \times 3 400 mm 螺纹钢锚杆,间排800 mm \times 800 mm,一排7根,帮角锚杆外插30°
巷道注浆	7根规格 $\phi 25$ mm \times 3 000 mm 中空注浆锚杆,间排距1 500 mm \times 2 000 mm,浆液为水泥单液浆,注浆压力3 MPa左右

4.2 巷道支护优化方案优选

采用FLAC^{3D}软件模拟分析1303工作面回风平巷在不同支护方案下的塑形区、变形情况,确定最佳巷道支护方案。建立的模拟模型倾向、走向以及垂高分别为40 m、5 m、45 m,固定模型底板及两侧边界,上部为自由边界且均匀施加竖向载荷。

4.2.1 塑性区分析

具体不同支护方案下回风平巷塑性区分布情况如图8所示,塑性区面积变化对比结果见表3。结合图8及表3得知。

(1)相比现支护方式,采用方案一时围岩塑性区范围及面积均明显减低,工作面帮塑性区深度由5.0 m降至1.5 m,底板塑性区由4 m降2 m,仅锚杆端出现塑性区,表明方案一能发挥围岩抗变形能力。

(2)采用第二种支护方式时回风平巷除了底板外,周围塑性区深度在1 m之内,底板破坏范围较大,为2 m;与方案一相比,锚杆端部不存在塑性区,且巷帮塑性区分布对称、塑性区面积由19 m²降至11 m²。回风平巷随着支护强度的增加,塑性区面积在急剧减小。

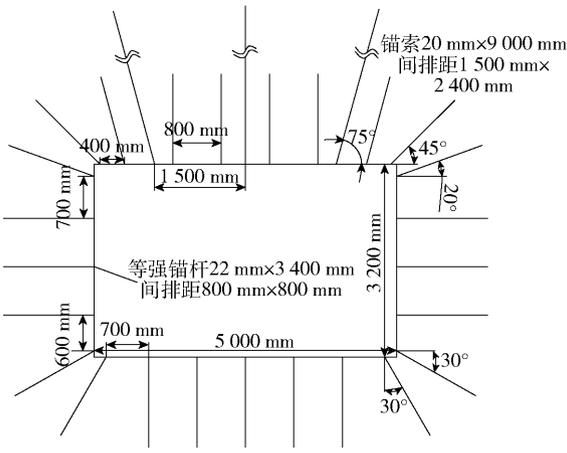


图7 优化后巷道断面设计

4.2.2 垂向位移分析

具体不同支护方案下回风平巷垂向位变化情况如图9所示,围岩垂向位移量见表4。结合图9及表4得知:

(1)相比现支护,采用方案一时回风平巷顶板下沉点变化不明显、底鼓最大点向采面帮移动,顶板下沉量由390 mm降至290 mm,底鼓量由263 mm降至88 mm。

(2)采用第二种支护方式时巷道顶板下沉量降至113 mm、底板底鼓量降至15 mm,与方案一相比顶板下沉量及底鼓量分别减小了177 mm、73 mm,表明注浆可有效提高巷道围岩整体强度、降低水对回风平巷围岩变形影响。

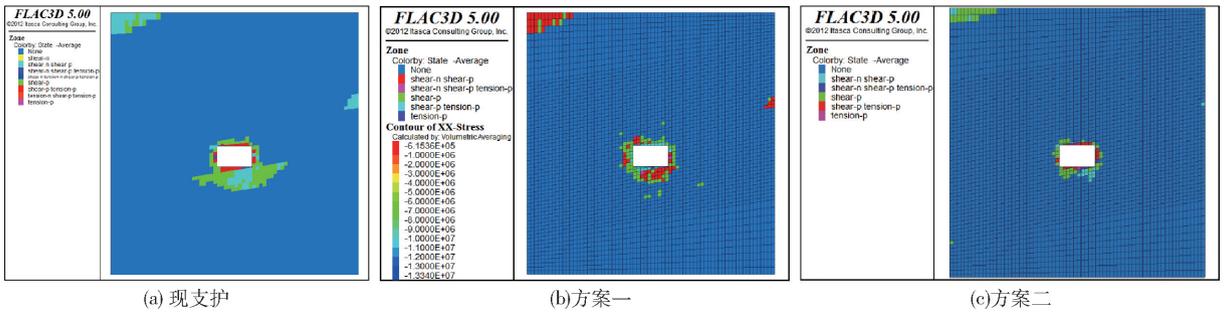


图8 塑性区对比图

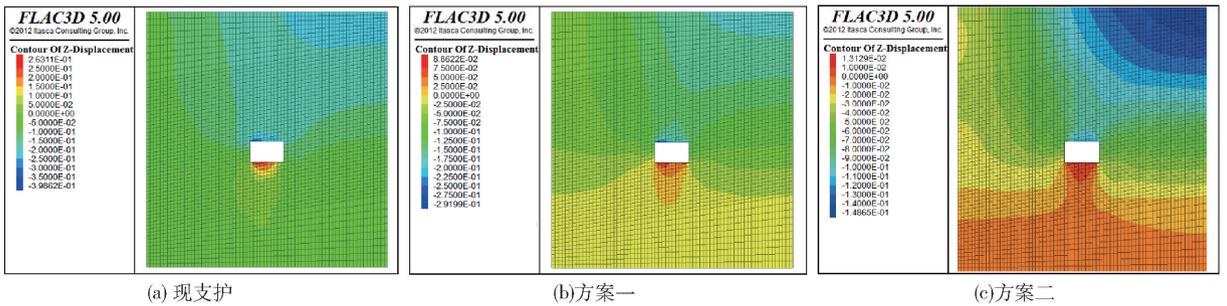


图9 垂向位移

表3 围岩塑性区面积

	现支护	方案一	方案二
塑性区面积/m ²	58.5	19	11

表4 垂向位移

	现支护	方案一	方案二
顶板/mm	390	290	113
底板/mm	263	88	15

表5 水平位移

部位	现支护	方案一	方案二
工作面帮/mm	310	164	43
煤柱帮/mm	199	160	39

4.2.3 水平位移分析

具体不同支护方案下回风水平位移变化情况如图10所示,围岩水平位移量见表5。结合图10及表5得知:

(1)相比现支护,采用方案一时工作面帮水平位移量由310 mm降至164 mm,煤柱帮由199 mm降至160 mm,两帮水平位移量较为接近。

(2)巷道顶板采面帮、煤柱帮位移量分别降至43 mm、39 mm,与方案一相比采面帮、煤柱帮位移量分别减小了121 mm、121 mm,表明注浆可有效提高巷道围岩整体强度、降低水对回风平巷围岩变形影响。

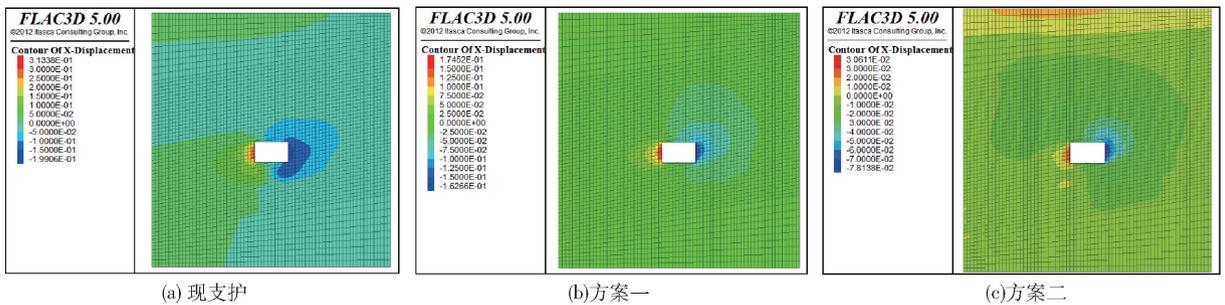


图10 水平位移

综上所述,1303回风平巷采用方案二时,巷道围岩变形减小较为明显,较现支护方式顶板、底板、工作面帮及煤柱帮分别减少了277 mm、248 mm、267 mm、160 mm;通过比对分析得出,1303工作面回风顺槽在应力集中、水综合作用下,仅通过锚网索支护无法做到有效控制围岩变形目的,需对围岩进行注浆。因此,1303回风平巷围岩支护优化方案采用方案二,即锚杆+锚索+金属网+注浆加强支护方式。

4.3 工程应用效果分析

1303回风平巷原支护条件下顶底板、巷帮变形量最大分别为667 mm、445 mm,无法满足使用需要。在1303回风平巷围岩采用锚杆+锚索+金属网+注浆加强支护方式对围岩支护进行优化,回风平巷支护10 d后围岩变形基本稳定,顶底板、巷帮变形量最大分别为182 mm、63 mm,变形量较原支护方式分别降低72.7%、85.8%,围岩控制效果显著。

5 结论

针对大南湖一矿1303回风平巷围岩不对称变形进行研究,并结合现场围岩变形特征、钻孔窥视、模拟分析等分析回风平巷围岩变形原因,并具体给出支护优化方案,具体取得以下成果:

(1)1303回风平巷围岩变形量大的主要原因为:①围岩淋水,岩体松软、遇水易软化、泥化,煤柱应力集中、底板支护强度低;②巷道原有支护参数不合理,锚杆及锚索支护效果差。

(2)结合钻孔窥视成果及围岩岩性、淋水情况等,提出两种围岩支护优化方案(锚杆+锚索+金属网基本支护方式、锚杆+锚索+金属网+注浆加强支护方式)并通过FLAC^{3D}数值模拟对巷道支护优化方案进行优选,最终确定通过增大锚杆、锚索长度及支护密实提高围岩支护强度并结合围岩注浆降低淋水对巷道支护影响方式支护围岩。

(3)监测优化巷道围岩变形发现,顶底板、巷帮最大收敛量分别为182 mm、63 mm,回风平巷围岩稳定且变形量较小,可避免工作面回采期间巷道频繁修整维护等问题,表明优化后的巷道支护围岩控制效果显著。

[参考文献]

- [1] 徐景果,彭伟,刘正辉.深井软岩回采巷道围岩松动圈监测分析及支护方案设计[J].煤炭技术,2023,42(2):76-80.
- [2] 郑行行,马振乾,梁旭超.山脚树煤矿强采动巷道围岩加固关键技术研究[J].矿业安全与环保,2023,50(2):7-13,20.
- [3] 牛奋蹄.深部开采复合层状顶板锚索破断机理及围岩稳定控制[D].太原:太原理工大学,2022.
- [4] 薛峰.霍尔辛赫矿3501巷道补强支护优化研究[J].煤矿现代化,2023,32(4):19-22.
- [5] 申和欣,石岩.深部中厚煤层巷道支护参数优化研究[J].煤,2023,32(6):15-18,24.
- [6] 毕海鹏.大断面泥岩顶底板回采巷道支护技术优化[J].江西煤炭科技,2023(2):43-46.
- [7] 冯云贵,严红,李生亚,等.深部高应力巷道注锚喷支联合控制技术[J].煤炭工程,2023,55(6):50-53.
- [8] 孙志勇,李小菲,王洋,等.基于DIP技术钻孔结构面参数与强度相关性研究[J].采矿与岩层控制工程学报,2023,5(2):84-92.
- [9] 秦涛,刘志.巷道围岩支护的优化与数值模拟[J].黑龙江科技大学学报,2021,31(5):538-545.
- [10] 张国华,王磊,李子波,等.东保卫煤矿回采巷道围岩松动的特征与支护优化[J].黑龙江科技大学学报,2021,31(1):1-5.
- [11] 王会琼,张元胤,李克钢.软岩巷道围岩变形及支护优化的3DEC分析[J].矿业研究与开发,2018,38(2):40-43.
- [12] 南戟文.极不稳定岩层巷道围岩支护参数优化设计研究[J].能源与环保,2017,39(12):238-241.