

唐成,朱永建,王平,等.较大断面坚硬顶板半煤岩巷稳定性控制[J].湖南科技大学学报(自然科学版),2025,40(4):8-19.
doi:10.13582/j.cnki.1672-9102.2025.04.002

TANG C, ZHU Y J, WANG P, et al. Stability Control study of Semi-coal Rock Tunnel with Large Section Hard Top Plate[J]. Journal of Hunan University of Science and Technology (Natural Science Edition), 2025, 40(4):8-19. doi:10.13582/j.cnki.1672-9102.2025.04.002

较大断面坚硬顶板半煤岩巷稳定性控制

唐成¹,朱永建^{1,2,3*},王平¹,罗亚飞^{2,3},王希之¹,魏明星¹

(1.湖南科技大学 资源环境与安全工程学院,湖南 湘潭 411201;

2.湖南科技大学 南方煤矿瓦斯与顶板灾害预防控制安全生产重点实验室,湖南 湘潭 411201;

3.湖南科技大学 煤矿安全开采技术湖南省重点实验室,湖南 湘潭 411201)

摘要:针对四川某矿薄煤层合层开采条件下较大断面巷道大变形、难控制、返修率高等问题,采用实验室试验、理论分析、数值模拟、现场监测相结合的方法,针对顶板岩体设计了三轴卸荷单轴再加载试验,理论分析了煤-岩-煤巷道破坏机理,采用数值模拟优化了支护方案,并在工程现场进行了验证.结果表明:砂岩试件三轴卸荷程度越高,试件损伤程度越高,裂隙越发育.单轴再加载时,试件主要表现为剪切破裂、拉伸破裂及拉剪混合破裂;基于 JRC-JCS 模型分析不同 JRC, JCS 条件下煤岩体的破坏形式,顶板坚硬的煤-岩-煤巷道破坏主要表现为煤体滑移破坏,并求解了巷道破碎区半径;通过数值模拟验证了优化后的支护方案,现场应用表明:围岩变形在 60 d 后趋于稳定,两帮的顶底板的平均移近量分别为 24.6, 21.7 mm,支护效果良好,能够满足安全生产要求.

关键词:顶板控制;卸荷损伤;JRC-JCS 模型;数值模拟

中图分类号:TD353

文献标志码:A

文章编号:1672-9102(2025)04-0008-12

Stability Control Study of Semi-coal Rock Tunnel with Large Section Hard Top Plate

TANG Cheng¹, ZHU Yongjian^{1,2,3*}, WANG Ping¹, LUO Yafei^{2,3}, WANG Xizhi¹, WEI Mingxing¹

(1. School of Resources, Environment and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China;

2. Work Safety Key Lab on Prevention and Control of Gas and Roof Disasters for Southern Coal Mines,
Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China;

3. Hunan Provincial Key Laboratory of Safe Mining Techniques of Coal Mines, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China)

Abstract: To address the challenges of large deformation, difficult control, and high maintenance in large cross-section roadways under thin coal seam mining in a mine of Sichuan Province, a comprehensive study is conducted. The study involves triaxial unloading and uniaxial reloading tests on roof rock, combined with laboratory experiments, theoretical analysis, numerical simulation, and on-site monitoring. The damage mechanism of coal-rock-coal roadways is analyzed, and an optimized support scheme is proposed and verified through numerical simulation and field application. Results show that higher triaxial unloading degrees in sandstone cause more severe damage and increased crack development. During uniaxial reloading, specimens primarily exhibit shear rupture, tensile rupture, or a mix of both. The JRC-JCS model is used to analyze coal and

收稿日期:2024-09-09

基金项目:国家自然科学基金资助项目(52274119;52174110)

*通信作者, E-mail: yjzhu@hnust.edu.cn

rock damage under different JRC and JCS conditions. In coal-rock-coal roadways with a hard roof, damage is mainly caused by coal body sliding. The radius of the roadway crushing zone is calculated. The optimized support scheme is validated through numerical simulation. Field results indicate that surrounding rock deformation stabilizes after 60 days. The average displacement of the roof and floor is 24.6 mm and 21.7 mm, respectively. The support scheme effectively meet the safe production requirements.

Keywords: roof control; unloading damage; JRC-JCS model; numerical simulation

随着我国西南部地区赋存条件较好的煤层储量逐渐减少,开采优质薄煤层成为西南部矿区面临的迫切问题^[1-4].同时,较大断面巷道在煤矿的开采和运输过程中日益重要^[5-7].由于我国在薄煤层开采领域的研究相对较少,尤其是对较大断面半煤岩巷道的支护问题关注不够,因此实际施工中常常面临支护设计参数不合理、施工质量不达标等问题,围岩变形和顶板破坏的风险将大大增加,进而使后期巷道返修工作量和维护成本显著上升.

众多学者对煤岩体力学特性进行了实验室研究.左建平等^[8]通过煤-岩组合体的常规三轴压缩试验,得到围压作用下煤-岩组合体压密阶段较短,具有明显的线弹性及塑性屈服阶段,且主要以单斜面剪切破坏为主的规律;余伟健等^[9-11]深入分析了单轴压缩下不同煤岩接触面倾角组合体的破坏特征,并总结了“煤-岩-锚”组合锚固体的锚固作用及其机理;马智会等^[12]选用岩-煤-岩结构开展三维静载与循环动态冲击试验,发现循环冲击下,煤岩体的破碎程度明显高于单次冲击,破坏形式为剪切-拉伸复合破坏,且破坏主体为煤;肖晓春等^[13]通过含瓦斯煤岩真三轴多参量试验系统,研究了瓦斯压力、侧压比和卸荷路径对煤岩三轴受载行为的影响,发现侧压比与加、卸荷路径是影响煤岩力学行为的重要应力因素.

众多学者对半煤岩巷道支护技术也进行了大量研究.张杰等^[14]针对大断面巷道两侧煤体的非均匀变形破坏特征,研究提出了“一长一短”2种补强支护方案;许帅等^[15]通过数值模拟方法,对3种类型巷道断面开挖之后的围岩塑性区分布规律及变形特征进行了研究,结果表明:斜墙弧顶形断面开挖更有利于倾斜煤层沿空半煤岩围岩变形控制;王猛等^[16]基于倾斜穿层锚索对煤岩结构面的加固机制进行了分析,开发了以穿层锚索为核心的围岩控制技术;金淦等^[17]针对深部半煤岩巷道围岩非对称变形破坏特征,提出了关键部位非对称耦合支护对策;张勇等^[18]通过霍克-布朗(Hoek-Brown)强度准则计算了巷道松动圈范围,结合岩层影像探测研究,提出了半煤岩巷道锚网索支护参数;康志鹏等^[19]揭示了近距离煤层群重复采动下覆岩破坏和裂隙发育的规律,为控制工作面围岩稳定提供了参考依据.

前人对煤岩体力学行为进行了大量研究,并聚焦于支护方法改进,推动了半煤岩巷道支护技术的优化和发展,但对较大断面坚硬顶板的半煤岩巷道的支护控制研究和工程应用尚不多见.本文以四川某矿12110回采巷道为研究对象,针对半煤岩巷道顶板大变形、两帮片帮问题,理论分析并设计合理的支护方案,通过现场检测,发现围岩变形最终趋于稳定,且满足工程需要,为同类型巷道支护参数的设计提供有益借鉴.

1 工程地质概况

12110回采巷道北侧相邻1216(21)工作面、121采区南边界回风上山,南、西、东三侧均未布置巷道,巷道方位如图1所示.12110回风巷道沿21、22煤层层位定向掘进,巷道为矩形断面,巷宽 $B=4.5\text{ m}$,巷道高 $H=3.0\text{ m}$,掘进巷道断面面积 $S=13.50\text{ m}^2$,巷道断面较大.其中以21煤层底板为巷道底板,22煤层顶板为巷道顶板,控制巷道高度为 3.0 m ,在巷道高度不足 3.0 m 时,破碎21煤层底板以达到巷道高度,巷道埋深 $650\sim 700\text{ m}$.22煤层标高 $-160\sim -200\text{ m}$,煤层走向长 565 m ,倾斜长 223 m ,煤层倾角 $3^\circ\sim 12^\circ$,平均倾角 6° ,地层综合柱状图如图2所示,具体岩石力学参数汇总见表1.

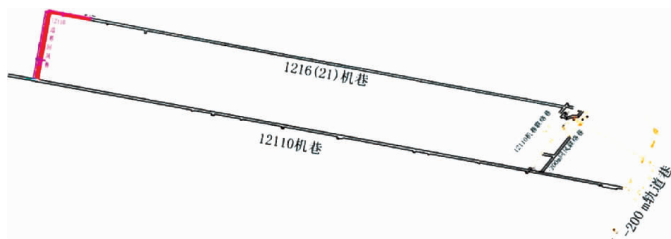


图1 12110回风巷道

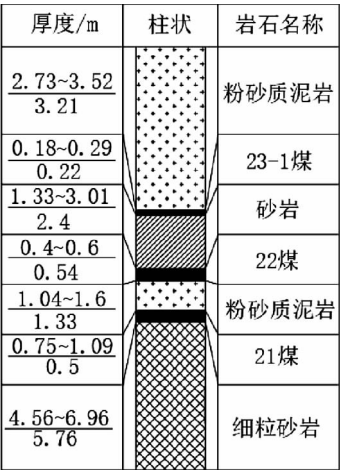


图2 12110回采巷道地层综合柱状图

表1 岩石力学参数

岩性	密度/($\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$)	剪切模量/GPa	内摩擦角/($^{\circ}$)	抗拉强度/MPa	体积模量/GPa	黏聚力/MPa
煤	1 450	1.10	25	0.15	3.38	1.00
细粒砂岩	2 680	3.38	42	6.12	11.00	6.51
粉砂质泥岩	2 600	4.34	40	0.23	7.48	2.40
砂岩	2 580	2.50	37	1.20	3.30	4.00
细-中粒砂岩	2 620	5.82	42	1.00	11.02	2.60

12110回风巷道为较大断面半煤岩巷道,支护后存在变形量大、两帮片帮等现象,且顶板存在局部节理发育的情况.顶板离层仪检测结果显示,浅基点离层量最大达300 mm左右,深基点离层量最大达165 mm左右.半煤岩巷道开挖后,顶板塑性区增大导致煤体失稳,降低了两帮对顶板的有效支承,增大了顶板的广义跨距.同时局部大变形区内金属网破断,导致交界面大面积片帮,锚杆失效,且在顶板压力下,悬吊的夹矸也容易发生片帮,并最终引起煤岩交界面的整体板裂失效,从而影响巷道围岩的稳定性.

2 顶板岩体三轴卸荷单轴再加载试验

由于巷道顶板下沉量较大,需要对支护类型、强度及布置方式等进行优化,因此明确顶板砂岩在开挖后的弱化程度,以及再加载时可能的破坏模式显得尤为重要.三轴卸荷单轴再加载试验能够模拟顶板岩体在不同应力路径下的力学行为,为顶板支护设计提供了依据.

2.1 试验方案

将现场取得的巷道顶板大块砂岩按试验规范制成 $\Phi 50\text{ mm} \times 100\text{ mm}$ 的标准试,通过RSM-SY5声波测速仪选取纵波波速相近的试件作为本次试验的样本.

选取3块试件在围压10 MPa条件下,测定试件的三轴抗压强度.围压与轴压同时加载,加载速率均设定为0.05 MPa/s,当围压加载至10 MPa时保持围压不变,继续升高轴压直至试件发生破坏.得到三轴抗压强度均值 $\sigma_c = 142.02\text{ MPa}$.依据巷道开挖过程中切向应力增加而径向应力减小的卸荷过程,以0.05 MPa/s的速率加载至 $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3 = 20\text{ MPa}$ 的静水压力平衡状态,然后以0.05 MPa/s的速率将围压卸载至10 MPa,卸载围压的同时继续以0.05 MPa/s的速率升高轴压至 $n\sigma_c$,在加载时,采用布置的水平方向及垂直方向的电阻应变片,对试件进行横、轴向应变测量.其中 $n = 65.0\%, 67.5\%, 70.0\%, 72.5\%, 75.0\%, 77.5\%, 80.0\%, 82.5\%, 85.0\%, 87.5\%, 90.0\%$,共11种卸荷梯度,每种卸荷梯度下制备3块试件,共得到33块卸荷损伤砂岩试件.

将制备的33块卸荷损伤试件,以0.1 kN/s的加载速度,对其进行单轴再加载试验,并在加载过程中布设水平、垂直方向的电阻应变片,对试件进行横向及轴向方向的应变测量.具体试验过程如图3所示.

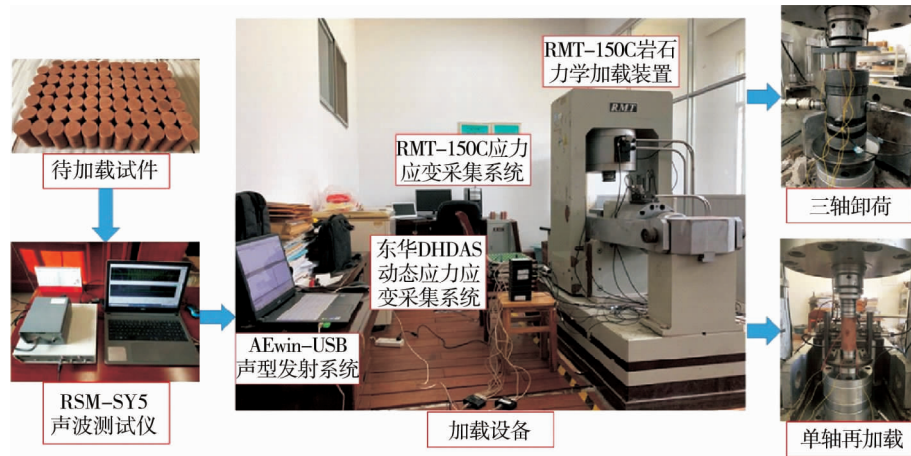


图3 试验过程

2.2 损伤试件单轴再加载应力-应变曲线

图4为损伤砂岩试件单轴再加载应力-应变曲线.当 n 值为65.0%时,损伤砂岩试件单轴抗压强度明显高于标准砂岩单轴抗压强度;当 n 值为67.5%,70.0%时,损伤砂岩试件单轴抗压强度随 n 值增大而减小,但仍然大于标准砂岩单轴抗压强度;当 n 值继续增大至72.5%,损伤砂岩单轴抗压强度值与标准砂岩相近;当 n 值为65.0%~72.5%时,损伤砂岩试件应力-应变曲线在形态上与标准砂岩的应力-应变曲线相似,曲线前端呈现微“凹”,试件横向膨胀较小,孔隙裂隙压密后,曲线线性上升,加载应力达到试件屈服极限后,曲线微微上“凸”,轴向应变迅速增大,微破裂发展发生质变,达到试件峰值强度后,曲线陡然大幅下降.

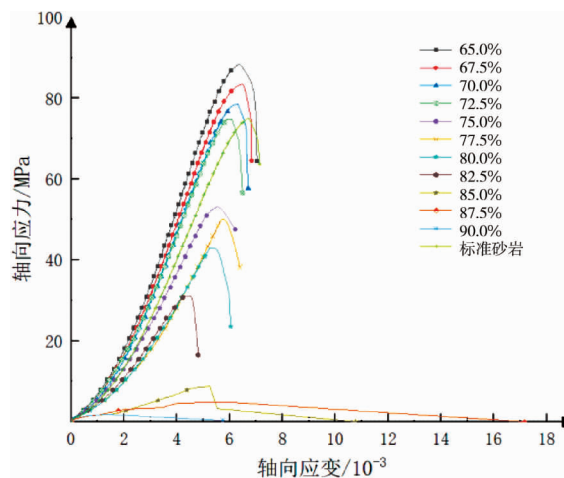


图4 损伤砂岩单轴再加载应力-应变曲线

当 n 为75.0%~80.0%时,损伤砂岩单轴抗压强度降为标准砂岩抗压强度值的2/3左右,提前达到屈服极限,其裂隙发育、扩展速度相较标准砂岩更快,曲线前端仍呈现微“凹”,待孔隙裂隙压密后,曲线仍然线性上升,加载应力达到试件屈服极限后,曲线向上“凸”,破裂迅速发展,达到试件峰值强度后试件破坏,曲线大幅下降.试件整体变化规律与标准砂岩仍一致,但在变化速率、峰值强度等方面已有显著差异.

当 n 为82.5%时,砂岩试件仍具备标准砂岩受载破坏的规律,但试件的单轴抗压强度已远远小于标准试件的单轴抗压强度;当 n 为85.0%~90.0%时,试件应力-应变曲线出现了较大变化,曲线前端非线性变形不明显,整体呈现出一个“凸弧”,试件中孔隙裂隙在加载初期并没有被压密,而是直接发育、扩展,并且发展迅速,试件破坏后,曲线不断向下滑落.

综上所述,当 n 为65.0%~72.5%时,砂岩试件在三轴制备过程中,初始裂纹被压密,并已产生新的加载裂纹,但加载产生的裂纹数量小于初始裂纹数量;当 n 为75.0%~80.0%时,试件加载产生的裂纹数量已经远远超过初始裂纹数量,但试件整体仍然呈现一定的完整性;当 n 为82.5%~90.0%时,试件加载裂纹已经足够发育,内部结构较为破碎,加载变化规律也与标准砂岩有了较大差异.

2.3 三轴卸荷损伤砂岩及单轴再加载破坏特征

图 5 为砂岩试件三轴卸荷损伤特征,当 n 为 65.0%~72.5% 时,砂岩试件表面未出现宏观破裂面及微裂缝,试件仍保持一定的完整性;当 n 为 75.0%~80.0% 时,砂岩试件出现多条裂纹及裂缝,且主裂纹扩展至试件一端;当 n 为 82.5% 和 85.0% 时,砂岩试件均出现了较多的微裂缝及较大的纵向劈裂纹,劈裂纹几近贯穿整个试件;当 n 为 87.5%~90.0% 时,纵向裂纹直接贯穿整个试件,呈现“弧形”拉破裂面及“Y”型剪切破坏面。

砂岩在三轴加载时,岩石中的孔(微)裂隙开始起裂、发育,三轴卸荷损伤程度越高,裂隙发育的数目和长度随之增加,岩石的破坏程度也随之加深,三轴加载破坏形态主要为剪切破裂、拉伸破裂及拉剪混合破裂。

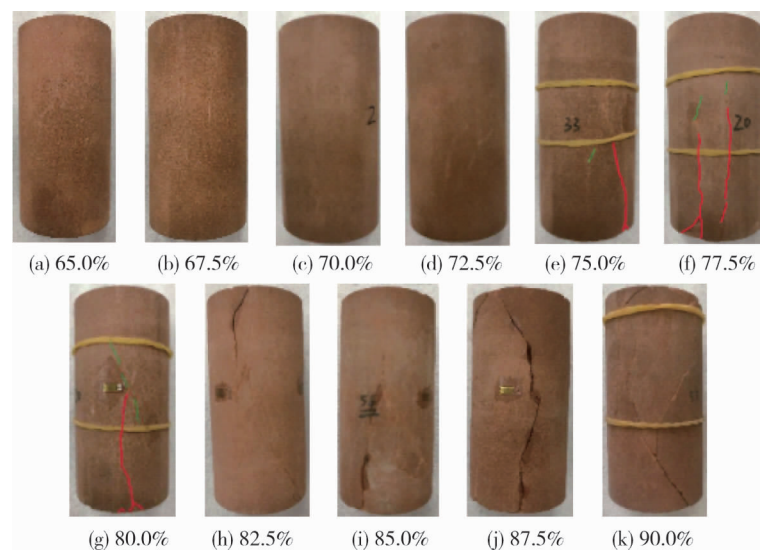


图 5 砂岩试件三轴卸荷破裂形态特征

图 6 为砂岩试件单轴再加载破坏特征,当 n 为 65.0%~72.5% 时,由于砂岩试件三轴卸荷后仍保持一定的完整性,因此试件破坏形态与标准砂岩相似,均为“X”型或“Y”型剪切破坏;当 n 为 75.0%~85.0% 时,试件均沿三轴卸荷产生的裂缝及裂纹继续发育扩展,直至贯穿整个试件。当 n 为 87.5%~90.0% 时,试件在原先的贯穿裂纹中部产生多条新的裂缝,并沿着裂缝不断发育扩展直至破坏。

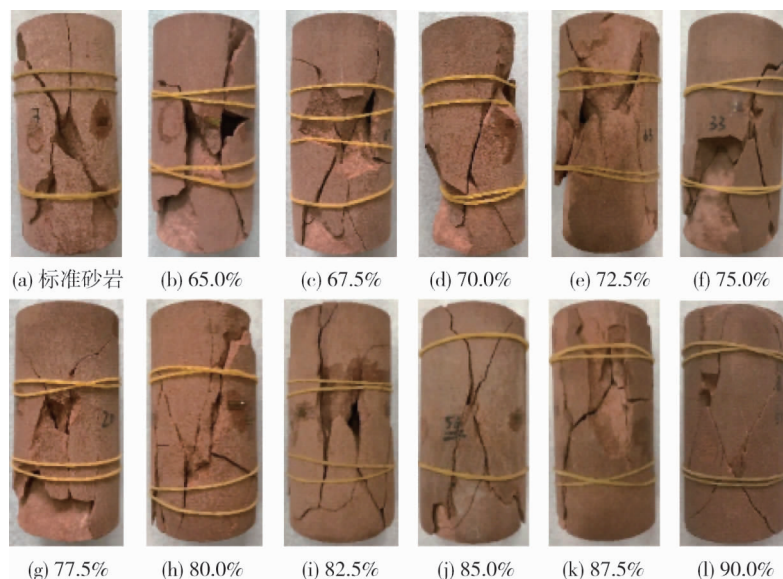


图 6 砂岩试件单轴再加载破坏特征

在三轴加载时,试件中的孔隙和微裂隙会逐渐扩展并连接,导致裂隙的发育。随着三轴卸荷程度的增

加,试件中的微裂隙数量和长度会明显增加.单轴再加载过程中,试件通常会沿三轴卸荷过程中形成的裂隙和裂纹继续发展.这是因为在卸荷过程中,试件内部的微观结构发生了破坏,形成了弱化带,而在单轴加载时,这些已存在的裂隙提供了更低的能量耗散通道,导致裂隙进一步扩展并最终导致试件破坏.在实际巷道中,巷道掘进引发第一次应力重分布,顶板裂纹发育会导致二次重分布.因此,支护时需在潜在的应力集中区域提前支护,防止巷道二次破坏.

3 坚硬顶板半煤岩巷道变形机理及塑性区计算

在煤层群开采过程中,煤岩体的力学特性复杂,巷道顶板的稳定性受到上覆岩层应力重新分布、采动效应以及煤岩体自身物理力学特征的影响.因此,分析煤岩体在开采中的破坏机制,特别是围岩的变形及失稳行为,具有重要的理论意义与工程价值.

3.1 基于 JRC-JCS 模型的坚硬顶板半煤岩巷道变形机理

由于煤层较薄,开采时需要破断一部分岩体以保证巷道高度,以界面力学理论为基础,分析 2 种岩体间接触面的力学作用时,需将接触面理想成小变形二维连续介质的薄层,其中 BARTON^[20] 提出的结构层面剪切强度的经验方程应用最广泛,即 JRC-JCS 模型.

$$\tau = \sigma_n \tan \left[\text{JRC} \lg \left(\frac{\text{JCS}}{\sigma_n} \right) + \varphi_r \right]. \quad (1)$$

式中: τ 为接触面剪应力; σ_n 为接触面法向应力; JRC 为接触面粗糙度系数; JCS 为接触面抗压强度; φ_r 为残余摩擦角 (通常取接触面的基本内摩擦角), ($^\circ$).

2 种岩石介质相互接触时,在每一接触面处均存在由覆岩压力产生的摩擦力 f 与水平应力引起的剪切应力 τ 这 2 种作用力^[21],由于各接触面的力学参数 (如 JRC, JCS) 不尽相同,破坏模式也有所区别.

当煤岩体接触面 JRC 值较小时,接触面上的滑动阻力较小,煤岩体的抗剪强度较小,在受到开采扰动时,煤岩体容易发生相对滑动.当水平应力引起的剪切应力 τ 大于层间摩擦力 f 时,煤层便会沿着岩层滑出,导致煤岩体相对滑移,煤岩体破坏主要表现为滑移破坏,即 $\tau \geq f$ 时,满足式下列各式.

$$\tau = \sigma_n \tan \left[\text{JRC} \lg \left(\frac{\text{JCS}}{\sigma_n} \right) + \varphi_r \right]; \quad (2)$$

$$f = \mu \sigma_n. \quad (3)$$

式中: $\sigma_n = \sum_{i=1}^n \gamma_i h_i$ (γ_i 为第 i 层岩层的容重, KN/m^3 ; h_i 为第 i 层岩层的厚度, m); φ_r 为岩石基本内摩擦角, ($^\circ$).

当煤岩体接触面 JRC 值较大时,接触面呈现微凹凸较为粗糙,煤岩体间摩擦系数较大,在剪切应力作用下,上下接触面的不规则凹凸面相互咬合,阻碍煤岩体相对滑动.随着开采深度的不断增大,由水平应力引起的剪切应力 τ 也不断增大,当剪切应力 τ 超过煤层或岩体的极限抗剪强度 $[\tau]$ 时,即

$$\tau \geq [\tau]. \quad (4)$$

此时煤岩体局部将出现破裂甚至分离,在受到开采扰动作用时,局部裂隙发育贯通,最终导致巷道失稳,煤岩体破坏主要表现为剪切破坏和拉裂破坏.

当煤岩体接触面 JCS 值较大时,接触面能够承受的法向应力也越大,接触面抗压能力强,其抗剪能力也越大,因此破坏通常发生在应力集中区域,表现为脆性破坏或局部剪切破坏;当 JCS 值较小时,煤岩体的接触面无法承受较大的法向应力,当接触面承受过大的法向应力后,煤岩体容易在法向应力和剪切力作用下发生局部应力集中导致破坏或碎裂,随着扰动应力的作用逐渐出现裂纹扩展,并最终发生整体破坏,主要表现为破裂破坏.

煤-岩-煤介质相互接触时 (如图 7 所示), S1~S4 为岩体间接触面,每一接触面均会产生上述 2 种作用力 τ 与 f .

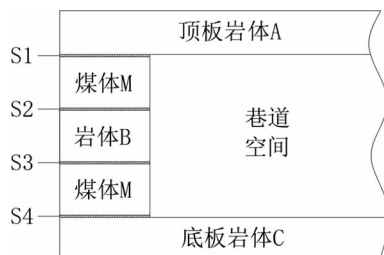


图7 煤-岩-煤岩巷截面

由于 S1 为砂岩与煤层的接触面, S2 与 S3 为粉砂质泥岩与煤层的接触面, S4 为细粒砂岩与煤层的接触面, 砂岩、细粒砂岩通常由石英、长石等较硬矿物构成, 颗粒结构紧密, 而粉砂质泥岩一般为细粒的沉积岩, 颗粒结构较为松散. 因此, 接触面 S1, S4 的 JRC_{S1} , JCS_{S1} , JRC_{S4} , JCS_{S4} 更大, S2, S3 的 JRC_{S2} , JCS_{S2} , JRC_{S3} , JCS_{S3} 较小. 在上覆岩层压力与水平应力作用下, S2, S3 接触面相对更易破坏, 并主要表现为滑移破坏.

3.2 坚硬顶板半煤岩巷道塑性区计算

锚杆支护为井下应用最为广泛的支护方式, 能够有效地抑制围岩变形与巷道破坏, 通过锚杆施加的法向应力与剪切应力, 能够有效地阻止煤层与岩层之间的滑移、层间分离和剪胀扩容现象, 并将两帮局部应力集中区扩散至更远处, 避免煤岩体之间持续发生变形; 同时为了抑制巷道大变形, 针对坚硬并存在局部节理发育的顶板, 单纯依靠锚杆难以保证巷道的长期稳定, 需采用锚索进行加强支护, 通过长锚索将破碎区内的岩体锚固至深部稳定岩体中, 形成一个更大的承载体系, 并通过施加预紧力提前对顶板岩体进行约束, 使得顶板岩体承受在外部荷载作用之前就形成稳定的受力状态, 避免了顶板的进一步下沉、松动甚至垮落. 锚索与锚杆支护相辅相成, 锚杆支撑着浅部围岩, 而锚索用于深部围岩加固, 两者将浅部与深部围岩结合成一个整体, 增强了整个支护体系的稳定性. 同时为了防止巷道表面岩体和煤体在薄弱区域发生块体剥落, 可利用锚索的拉应力作用, 辅以钢梁或钢带来加强巷道岩壁的表面支护, 以实现深部稳定岩体的锚固效果有效传递.

而裂隙区和原岩应力区是锚杆、锚索的主要承载区, 破碎区为主要支护区. 因此明确破碎区半径对锚杆锚索支护具有指导意义. 基于传统圆形巷道经典松动圈解析解, 王宏伟等^[22]对其内部破碎区范围特征进行了进一步推导.

图 8 为巷道围岩破碎区半径的力学计算模型示意图.

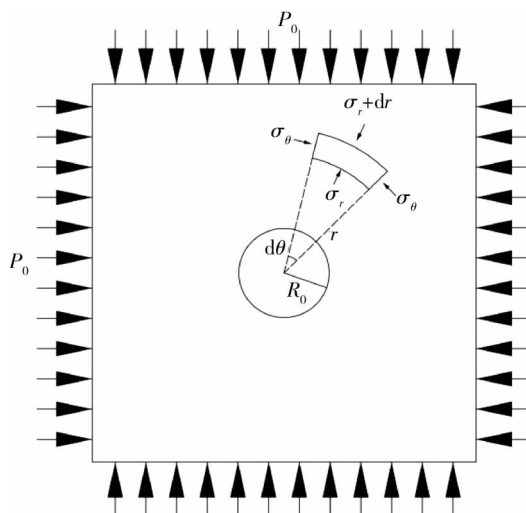


图8 破碎区力学模型

设巷道为圆形巷道, 且巷道围岩处于均匀围压状态下, 侧压系数为 1.0, 当围岩在原岩应力作用下达到屈服状态时满足 Mohr-Coulomb 准则:

$$\frac{\sigma_r + c \cot \varphi}{\sigma_\theta + c \cot \varphi} = \frac{1}{N_\varphi} = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \quad (5)$$

式中: σ_r 为圆形巷道围岩径向应力; σ_θ 为圆形巷道围岩切向应力; N_φ 为与内摩擦角有关的常数; c 为黏聚力; φ 为内摩擦角。

当 $r = R_l$, 在巷道围岩的弹性区与塑性区边界处, 通过位移连续性条件, 可以推导出巷道围岩塑性区半径的表达式:

$$R_l = R_0 \sqrt{\frac{(1 - 2\mu) P_0}{(1 - \mu) \left[c \cot \varphi (N_\varphi - N_\varphi^2) + P_0 (1 - \sin \varphi) \left(\frac{1 - 2\mu}{1 - \mu} + N_\varphi - N_\varphi^2 \right) \right]}} \quad (6)$$

对于破碎区的情况, 类似于处理弹性区与塑性区交界处的应力与位移连续性条件, 通过运用塑性区与破碎区交界处的应力与位移连续性条件, 可以求得破碎区的半径 R_D :

$$R_D = R_l \left\{ \frac{\frac{2\mu^2 + \mu - 1}{E} c \cot \varphi - \frac{2\mu_1^2 + \mu_1 - 1}{E_1} c_1 \cot \varphi_1 - W_1 (c \cot \varphi - c_1 \cot \varphi_1)}{[c \cot \varphi + P_0 (1 - \sin \varphi)] (W_1 - W)} \right\}^{\frac{1}{N_\varphi - 1}} \quad (7)$$

式中: W 及 W_1 分别为塑性区和破碎区中与岩体弹性模量、泊松比以及内摩擦角有关的常数, 即:

$$\begin{cases} W = \frac{(1 + \mu)(1 - 2\mu)}{E} + \frac{1 - \mu^2}{E} (N_\varphi - N_\varphi^2); \\ W_1 = \frac{(1 + \mu_1)(1 - 2\mu_1)}{E_1} + \frac{1 - \mu_1^2}{E_1} (N_{\varphi_1} - N_{\varphi_1}^2). \end{cases} \quad (8)$$

且

$$0 \leq \frac{\frac{2\mu^2 + \mu - 1}{E} c \cot \varphi - \frac{2\mu_1^2 + \mu_1 - 1}{E} c_1 \cot \varphi_1 - W_1 (c \cot \varphi - c_1 \cot \varphi_1)}{[c \cot \varphi + P_0 (1 - \sin \varphi)] (W_1 - W)} \leq 1. \quad (9)$$

将表1的数据带入式(6)得到巷道塑性区半径为3.67 m, 代入式(7)得到巷道破碎区半径为1.92 m。

4 数值模拟分析

4.1 支护方案优化

12110 回采巷道原支护具体方案如下:

采用直径20 mm、长1 800 mm的树脂锚杆, 排距为900 mm×900 mm, 配合长3 800 mm、厚8 mm、孔距900 mm的T型钢带及经纬网。选用直径18.9 mm、长8 200 mm的锚索, 排距1 800 mm×1 200 mm。锚索梁采用18#槽钢加工, 孔距1 200 mm, 布置在两排锚杆之间, 并在钢带未覆盖的区域增设1根额外锚杆, 间距700 mm。具体支护见图9(a)。

根据矿井实际情况, 在原有支护条件下, 巷道存在变形量大、两帮片帮等现象, 且顶板存在局部节理发育的情况, 现有的支护方法不能满足其支护需要, 因此需对其进行进一步优化。裂隙区和原岩应力区是锚杆、锚索的主要承载区, 破碎区为主要支护区, 锚杆长度应大于破碎区半径长度, 锚索应穿过塑性区并锚固在稳定岩体中, 结合原支护情况及计算所得的塑性区半径及破碎区半径, 优化具体方案如下:

该支护方案采用直径20 mm、长2 100 mm的树脂锚杆, 间排距为900 mm×900 mm, 配合长3 800 mm、厚8 mm、孔距900 mm的T型钢带, 主要布置在右帮以增强顶板稳定性。同时, 通过经纬网进一步提高整体约束力。选用直径18.9 mm、长8 200 mm的锚索, 排距1 200 mm×1 800 mm(锚索梁布置在两排锚杆之间), 用于穿层加固, 提供更深的支护效果, 其中锚杆、锚索均施加150 kN预应力。锚索梁采用18#槽钢加工, 孔距1 200 mm, 布置在两排锚杆之间, 以增强锚索和锚杆的协同作用。此外, 对钢带未覆盖的区域, 增设1根间距700 mm的额外锚杆, 确保支护的全面性。具体支护优化方案如图9(b)所示。

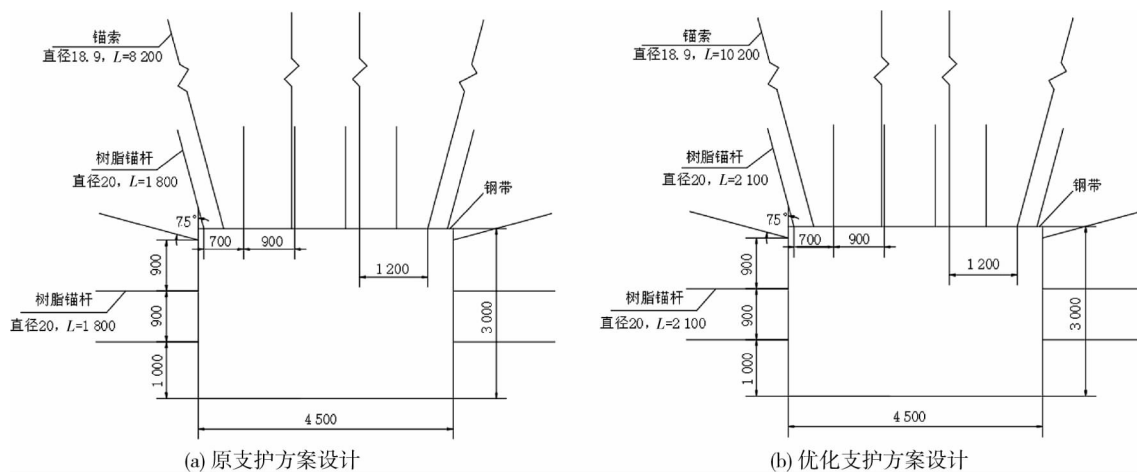


图9 12110回风巷道围岩支护方案(单位:mm)

4.2 数值模拟分析

利用数值模拟分别模拟优化前后两种支护方案,建立数学模型尺寸为:50 m×50 m×50 m,计算时采用Mohr-Coulomb模型,具体模型见图10.计算时固定模型四周水平位移和底部垂直位移,由于巷道埋深650~700 m,平均体积为25 kN/m³,计算出原岩应力为17.5 MPa,故在顶部施加17.5 MPa的应力水平模拟巷道埋深处应力.岩层参数见表1.

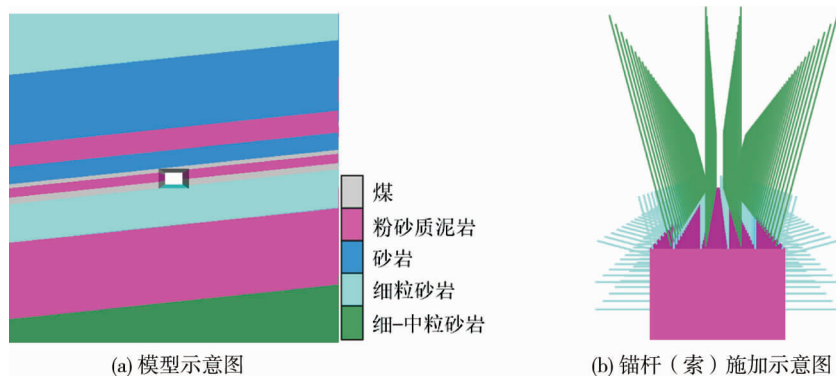


图10 计算模型

4.2.1 应力分析

巷道开挖后浅部围岩应力被卸压,并在顶板和底板之间形成了应力拱,在顶、底板两侧形成了相对明显的应力集中区域,但这里往往是支护的薄弱部位,容易引起顶板和底板的大变形.从图11可知,在两方案支护条件下,巷道两帮锚杆支护前方均出现大范围的应力集中区域,最大垂直应力值变化不大,但加长锚杆长度后,左帮应力集中区左移1.2 m,右帮应力集中区右移0.6 m,且最大应力集中区域略有减小,增加锚杆长度在一定程度上缓解了两帮应力集中现象,应力集中区域向更深部转移.

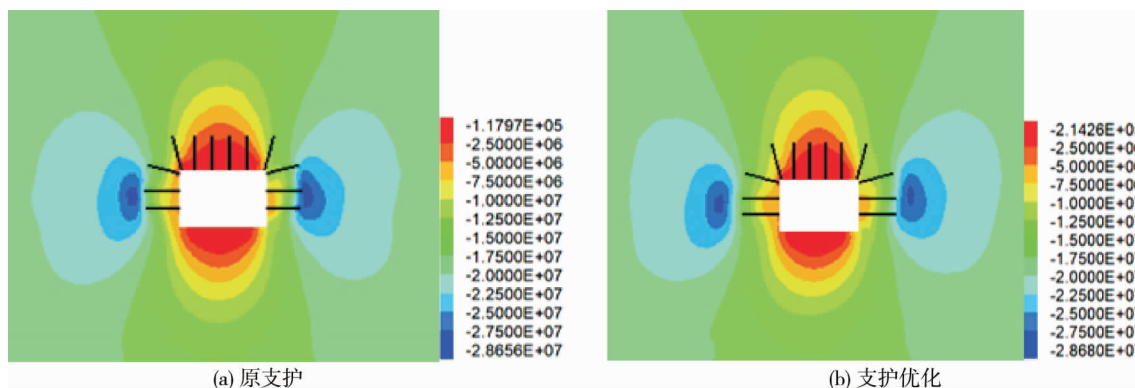


图11 12110回采巷道围岩垂直应力云图(单位:Pa)

4.2.2 垂直位移分析

从图 12 可以看出,优化支护方案后的顶板下沉量相对原支护减少 29.4%,证明锚杆、锚索改善了破碎区围岩内部应力状态,并通过挤压裂隙岩体,使得围岩抗剪强度、抗压强度得到提升,使受锚固区域成为一个更大的整体。

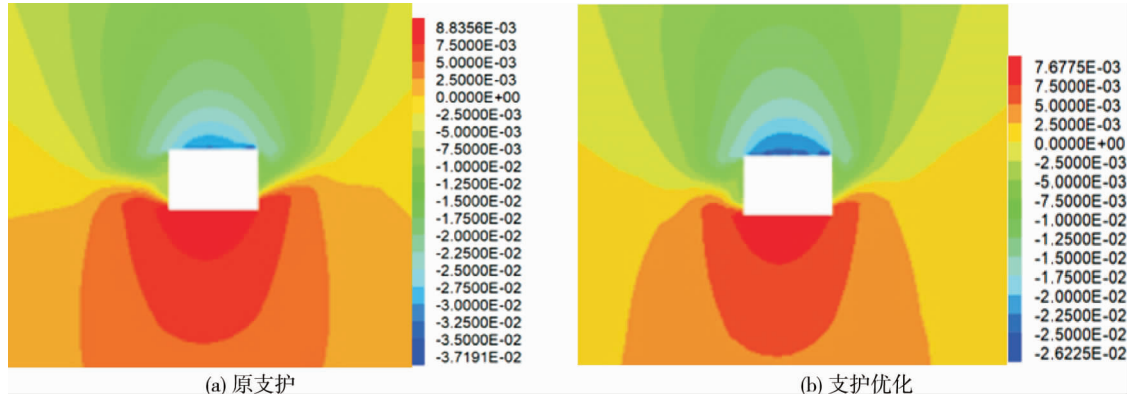


图 12 12110 回风巷道围岩垂直位移云图(单位:m)

4.2.3 水平位移分析

从图 13 可知,原支护条件下巷道围岩左右帮部水平变形量最大分别为 37.2 mm 和 36.8 mm,在优化支护方案条件下,左右帮部变形量最大分别为 25.2 mm 和 23.4 mm,两帮水平位移均有所减小。随着锚杆、锚索的长度增加,顶板下沉量减少,改善了顶板对两帮的挤压,从而减小了帮部的变形量。

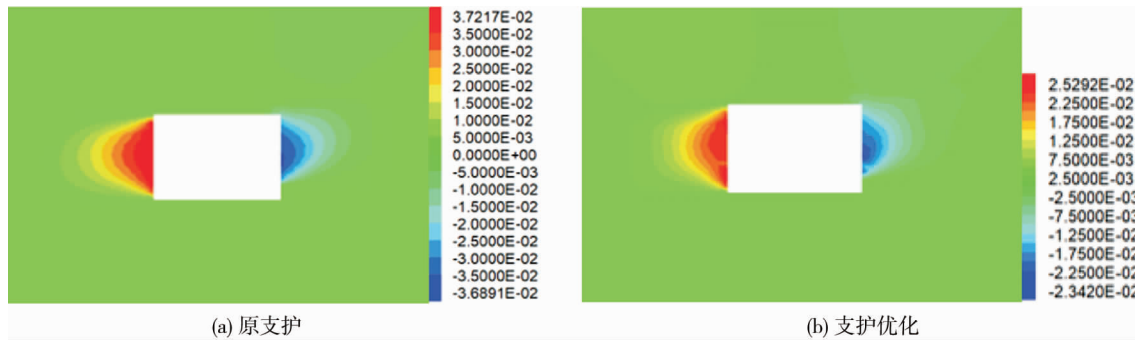


图 13 12110 回采巷道围岩水平位移云图(单位:m)

4.2.4 塑性区分析

原支护方案与优化支护后的塑性区分布情况如图 14 所示。浅部岩体随着巷道开挖由弹性向塑性状态转变,且原本稳定岩体将受到较多扰动。采用原支护方案时,巷道左帮塑性区最大达到 4.5 m,右帮最大达到 4.2 m,两帮塑性区以剪切破坏为主,顶板同时主要受到剪切破坏,且沿着煤体向两帮顶角扩展,底板则以拉伸破坏为主。

支护优化后的塑性区分布相较于原方案,左帮塑性区分布范围减小了 1.2 m,右帮塑性区减小 1.5 m,在施加预应力长锚索支护条件下,巷道两肩塑性区明显减小,表明优化支护有效地减轻了地应力对巷道的影响,支护系统承载着更多的地应力影响。



图 14 12110 回采巷道围岩垂塑性区

5 工程应用

12110 回风巷道优化后的支护方案:

采用直径 20 mm、长 2 100 mm 的树脂锚杆,间排距为 900 mm×900 mm,配合长 3 800 mm、厚 8 mm、孔距 900 mm 的 T 型钢带,主要布置在右帮以增强顶板稳定性.同时,通过经纬网进一步提高整体约束力.选用直径 18.9 mm、长 8 200 mm 的锚索,间排距 1 200 mm×1 800 mm(锚索梁布置在两排锚杆之间),用于穿层加固,提供更深的支护效果,其中锚杆、锚索均施加 150 kN 预应力.锚索梁采用 18#槽钢加工,孔距 1 200 mm,布置在两排锚杆之间,以增强锚索和锚杆的协同作用.此外,对钢带未覆盖的区域,增设一根间距 700 mm 的额外锚杆,确保支护的全面性.具体支护优化方案如图 15 所示.

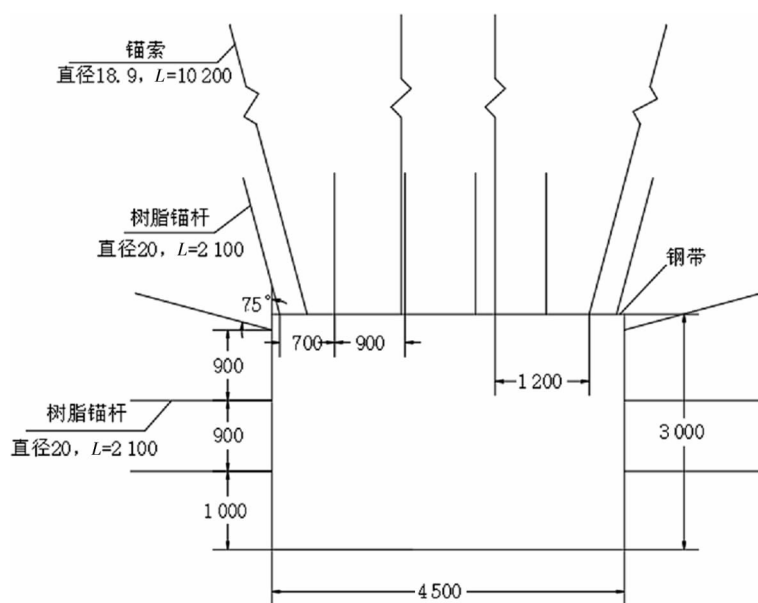


图 15 12110 回风巷道支护

采用“锚杆+锚索+钢带+锚网”联合优化支护方案后,在 12110 回风巷道沿走向布置 10 个监测点,每隔 10 d 对监测点进行一次观测.根据监测图 16 表明,巷道变形量在采取支护方案 60 d 后逐渐稳定.12110 回风巷道围岩变形量顶板最大为 21.7 cm,左帮最大移近量为 13.3 cm,右帮最大移近量为 11.3 cm.通过支护后现场效果图(见图 17)知,支护后巷道围岩变形状况较好,满足安全生产需求.

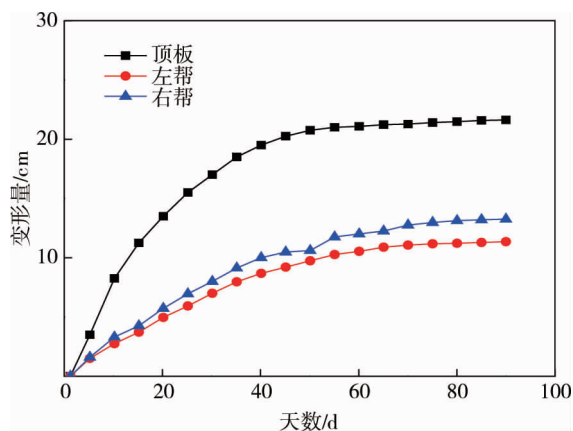


图 16 12110 回风巷道顶板及帮部移近量



图 17 12110 回风巷道围岩全貌支护效果

6 结论

1) 砂岩在三轴加载时,岩石中的裂隙先被压密而后岩石产生新的裂隙,三轴卸荷损伤程度越高,裂隙

数目越多、长度越大,岩石的破坏程度越大;单轴再加载时,试件一般沿三轴卸荷产生的裂隙或裂纹继续发育,直至试件破坏,加载破坏形态主要为剪切破裂、拉伸破裂及拉剪混合破裂。

2)当煤岩体接触面 JRC 值较小时,煤岩体破坏主要表现为滑移破坏;当 JRC 值较大时,主要表现为剪切破坏和拉裂破坏;当 JCS 值较大时,主要表现为脆性破坏或局部剪切破坏;当 JCS 值较小时,主要表现为受压破坏或破裂破坏。

3)坚硬顶板半煤岩巷道破坏主要受煤岩接触面颗粒结构与强度差异控制。S1, S4 接触面颗粒紧密、强度高,在压力作用下抗剪能力强;S2, S3 接触面因颗粒松散,强度较低,难以有效抵抗剪切和水平应力,相对更易破坏,并主要表现为滑移破坏。

4)结合理论破碎区半径优化了锚杆、锚索支护长度,并采用数值模拟的方法进行验证,模拟结果表明,优化支护后巷道围岩塑性区范围相较原支护减小了 1.2~1.5 m,两帮集中应力减小,巷道位移也减小并趋于稳定。通过现场检测数据显示,该支护技术能较好地将围岩变形抑制在可控范围之内,并在检测后期趋于稳定。

参考文献:

- [1] 范京道,金智新,王国法,等.煤矿智能化重构人与煤空间关系研究[J].中国工程科学,2023,25(2):243-253.
- [2] 冯国庭.智能薄煤层等高综采工作面关键技术与装备[J].煤炭科学技术,2022,50(S1):264-268.
- [3] 慕杰,翟雨生,王成志,等.薄煤层采煤机摇臂行星传动齿轮优化设计[J].机械设计与制造,2023(3):88-91.
- [4] 张彦禄,王步康,张小峰,等.我国连续采煤机短壁机械化开采技术发展 40 a 与展望[J].煤炭学报,2021,46(1):86-99.
- [5] 李雪佳.浅埋深大采高工作面大断面巷道沿空留巷技术[J].煤炭科学技术,2015,43(S2):56-59.
- [6] 王渭明,吕显州,秦文露.过奥灰水断层的大断面巷道施工技术研究[J].煤炭科学技术,2015,43(10):34-39.
- [7] 张寅,别小飞,张帅.大断面巷道支护技术在千秋煤矿的应用[J].煤矿安全,2011,42(1):107-109.
- [8] 左建平,陈岩,张俊文,等.不同围压作用下煤-岩组合体破坏行为及强度特征[J].煤炭学报,2016,41(11):2706-2713.
- [9] 余伟健,吴根水,刘泽,等.煤-岩-锚组合锚固体单轴压缩试验及锚杆力学机制[J].岩石力学与工程学报,2020,39(1):57-68.
- [10] YU W J, WU G S, PAN B, et al. Laboratory and field investigations of different bolting configurations for coal mine roadways in weak coal strata[J]. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 2021, 80(12): 8995-9013.
- [11] PAN B, YU W J, SHEN W B. Experimental study on energy evolution and failure characteristics of rock-coal-rock combination with different height ratios[J]. Geotechnical and Geological Engineering, 2021, 39(1): 425-435.
- [12] 马智会,马智勇,潘荣锟,等.三维静载与循环冲击共同作用下组合煤岩体力学特性试验研究[J].中国安全生产科学技术,2024,20(8):58-67.
- [13] 肖晓春,丁鑫,潘一山,等.含瓦斯煤岩真三轴多参量试验系统研制及应用[J].岩土力学,2018,39(S2):451-462.
- [14] 张杰,韩庆福,邸广强,等.大断面巷道非均匀变形机理及稳定性控制研究[J].煤炭工程,2020,52(10):50-55.
- [15] 许帅,高林,刘鹏泽,等.倾斜煤层沿空半煤岩巷断面形状优化研究[J].煤炭工程,2022,54(8):122-128.
- [16] 王猛,肖同强,高杰,等.基于煤岩结构面剪切作用下半煤岩巷变形机制及控制研究[J].采矿与安全工程学报,2017,34(3):527-534.
- [17] 金淦,王连国,李兆霖,等.深部半煤岩回采巷道变形破坏机理及支护对策研究[J].采矿与安全工程学报,2015,32(6):963-967.
- [18] 张勇,张江利,张西斌,等.半煤岩巷道围岩变形破坏分析及支护技术研究[J].中国煤炭,2012,38(5):54-57.
- [19] 康志鹏,余国锋,罗勇,等.极近距煤层群重复采动覆岩破坏规律相似模拟试验研究[J].矿业研究与开发,2023,43(5):56-62.
- [20] BARTON N. Review of a new shear-strength criterion for rock joints[J]. Engineering Geology, 1973, 7(4): 287-332.
- [21] 余伟健,冯涛,王卫军,等.南方复杂条件下的薄煤层开采巷道围岩支护问题及对策[J].煤炭学报,2015,40(10):2370-2379.
- [22] 王宏伟,张登强,姜耀东,等.巷道围岩破碎区分布特征及其影响因素的数值模拟[J].煤炭学报,2018,43(S2):377-384.