

王平,曾梓龙,朱永建,等.极近距离煤层群沿空留巷围岩控制原理与技术[J].湖南科技大学学报(自然科学版),2024,39(4):9-18.doi:10.13582/j.cnki.1672-9102.2024.04.002

WANG P, ZENG Z L, ZHU Y J, et al. Control Principle and Technology of Surrounding Rock of Gob-Side Entry Retaining in Very Close Coal Seams[J]. Journal of Hunan University of Science and Technology (Natural Science Edition), 2024, 39(4): 9-18. doi: 10.13582/j.cnki.1672-9102.2024.04.002

极近距离煤层群沿空留巷围岩控制原理与技术

王平^{1,2,3*}, 曾梓龙¹, 朱永建^{1,2,3}, 王希之¹, 廖洪波⁴, 赵俊⁴, 杨林⁴, 郭海军⁴

(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;

4. 四川川煤华荣能源有限责任公司小河嘴煤矿, 四川 达州 635711)

摘要:针对极近距离煤层群分层转合层开采沿空留巷围岩控制的难题,结合现场实测、试验分析以及数值模拟等手段,探讨转采巷道围岩的变形机理,分析转采巷道沿空留巷围岩控制原理并提出相应的控制技术.复杂的地层结构,多次强烈的采动影响,软弱、破碎的巷道围岩以及半煤岩巷非均匀变形是造成分层转合层开采沿空留巷围岩难以控制的主要原因.提出切顶卸压→应力再平衡,支护体与支撑体协同承载→结构再稳定的控制原理,形成切顶卸压+砌墙封闭与柱式支撑+锚杆与锚索梁为核心的围岩支护技术.结果表明:转采巷道沿空留巷围岩在现有支护条件下可以实现基本稳定,证明转采巷道沿空留巷围岩控制原理与技术切实可行.

关键词: 分层开采; 合层开采; 沿空留巷; 围岩控制; 巷道支护

中图分类号: TU452 **文献标志码:** A **文章编号:** 1672-9102(2024)04-0009-10

Control Principle and Technology of Surrounding Rock of Gob-Side Entry Retaining in Very Close Coal Seams

WANG Ping^{1,2,3}, ZENG Zilong¹, ZHU Yongjian^{1,2,3}, WANG Xizhi¹,
LIAO Hongbo⁴, ZHAO Jun⁴, YANG Lin⁴, GUO Haijun⁴

(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;

4. Xiaohuzui Coal Mine, Huarong Energy Co., Ltd., Sichuan Coal Industry Group Limited Liability Company, Dazhou 635711, China)

Abstract: In view of the difficult problem of surrounding rock control of gob-side entry retaining in strata transfer mining of very close coal seam group, the deformation mechanism of surrounding rock of gob-side entry retaining is discussed, the control principle of surrounding rock of gob-side entry retaining is analyzed, and the corresponding control technology is proposed by combining the means of field measurement, test analysis and numerical simulation. Results show that complex formation structure, strong mining influence, weak and broken

收稿日期: 2022-11-13

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(52174110); 湖南省科技人才托举工程项目资助(2022TJ-N06); 湖南省教育厅重点项目资助(21A0313); 湖南省研究生创新基金项目资助(CX20221048)

* 通信作者, E-mail: 1010094@hnust.edu.cn

roadway surrounding rock and non-uniform deformation of half coal rock roadway are the main reasons that make it difficult to control the surrounding rock of gob-side retaining roadway. The control principle of pressure relief by cutting the roof \rightarrow stress re-balancing, co-bearing of support body and propping body \rightarrow structural re-stability is put forward. The surrounding rock support technology of cutting roof to relief pressure + wall for sealing and columns to support + anchor bolt and cable beams as the core technology is formed. The practice shows that the surrounding rock can be basically stable under the existing supporting conditions, which proves that the control principle and technology of surrounding rock can be feasible.

Keywords: slice mining; composite seam mining; gob-side entry retaining; surrounding rock control; roadway support

我国煤矿因矿井留设煤柱造成的煤炭资源损失率超过 15%^[1].留设煤柱不仅浪费煤炭资源,也会给巷道围岩控制带来很多不利影响^[2-4],如巷道掘进工程量大、煤柱应力集中诱发冲击地压和煤柱裂隙发育导致煤柱自燃等.采用沿空留巷技术实现无煤柱开采,具有提高煤炭回收率、减少巷道掘进量、缓解接替紧张、消除应力集中和实现 Y 型通风等优点^[5-8].实现沿空留巷技术的关键在于能否形成稳定的巷旁支护结构以及控制沿空留巷围岩的稳定.经过多年的实践,巷旁支护结构、支护材料等方面的研究取得了较大进展,形成了密集支柱、木垛、矸石带、砌块墙以及高水或膏体巷旁充填等形式的巷旁支护结构^[9-10].在控制沿空留巷顶板围岩稳定方面,形成了木棚支护、工字钢棚架、U 型钢棚架、锚网喷支护以及锚梁网索联合支护等支护形式.近年来,何满潮^[11]提出以 110 工法和 N00 工法为代表的无煤柱自成巷技术,进一步促进了沿空留巷技术的发展与应用.无煤柱沿空留巷技术在赋存较稳定的中厚煤层中的应用效果显著^[12-14].然而,在极近距离薄煤层的开采过程中,沿空留巷技术的应用还存在很多问题.极近距离薄煤层的巷道围岩软弱、破碎,围岩稳定性差使得沿空留巷十分困难,严重制约着沿空留巷技术大范围的推广应用^[15],尤其是在四川、贵州、云南等地存在很多极近距离薄煤层开采矿井^[16-17].

在极近距离煤层开采的过程中,分层转合层开采是指首先开采极近距离煤层的上部煤层,然后,在开采下部煤层时将下部煤层回采巷道通过沿空留巷技术保留下来用于合层开采,此巷道就称为转采巷道.转采巷道围岩控制存在如下问题:(1)转采巷道上部煤层为薄煤层开采,下部煤层则是在上部煤层采空区下开采,采场覆岩破断与运动特征难以预测,矿压规律尚不清楚.(2)转采巷道顶板极其破碎,容易漏顶.在形成转采巷道的过程中,如果预留煤柱,则煤柱会产生应力集中,导致承载能力低,裂隙发育,存在自燃、漏风与瓦斯积聚等危险,给下部煤层开采以及合层开采带来严重的隐患.(3)转采巷道围岩受上部煤层开采、下部煤层开采以及合层开采 3 次近距离强扰动的影响,围岩强度严重弱化.(4)极近距离煤层群大多是薄煤层,属于半煤岩巷.为满足综采工艺的要求,往往需要进行一定程度的破顶或破底,进一步削弱巷道围岩的稳定性,使得沿空留巷围岩控制十分困难.因此,控制转采巷道围岩的稳定是实现分层转合层开采沿空留巷的关键.基于上述原因,本文以四川川煤华荣能源有限责任公司小河嘴煤矿-1216(21)机巷为工程背景,初步探讨极近距离薄煤层分层转合层开采沿空留巷围岩控制的原理与技术,为沿空留巷技术在极近距离薄煤层开采条件下的推广应用提供理论依据与技术参考.

1 工程概况

四川川煤华荣能源有限责任公司小河嘴煤矿-121 采区北边以 F29 断层为界,南边以 F54 断层为界,上以 ± 0 m 标高为界,下以-200 m 标高为界.煤层分布在中山背斜东翼,属单翼煤层.-121 采区-160~-200 m 主采 K22 煤层和 K21 煤层,K22 煤层与 K21 煤层间距为 1.04~1.60 m,平均间距为 1.33 m;煤层走向长为 884 m,倾斜长为 426 m,面积为 378 531 m²,合层开采厚度为 2.55~3.06 m;煤层倾角为 3°~12°,平均倾角为 6°.综合柱状图如图 1 所示.

厚度 /m	柱状	岩性名称	岩性描述
10.83	[柱状图]	粉砂质泥岩	深灰色粉砂质泥岩
0.10		K23-2煤层	宏观成分以亮煤为主
3.21	[柱状图]	粉砂质泥岩	深灰色粉砂质泥岩
0.22		K23-1煤层	宏观成分以亮煤为主
1.75	[柱状图]	粉砂质泥岩	深灰色粉砂质泥岩
0.29		K23煤层	亮煤为主,暗煤次之,少量镜煤,细至中条带结构
2.59	[柱状图]	粉砂质泥岩	灰色粉砂质泥岩
0.54		K22煤层	煤厚 0.40~0.60 m
1.46	[柱状图]	粉砂质泥岩、煤线、炭质泥岩	复合岩层:粉砂质泥岩,煤线,炭质泥岩
0.87		K21煤层	平均厚 0.89 m,煤层稳定
5.76	[柱状图]	细粒砂岩	砂质泥岩、泥质粉砂岩、细粒砂岩、中粒砂岩

图1 巷道顶底板柱状图

由于煤层倾角、厚度、层间距和储量的变化较大,通过生产技术专题会研究,待下部-1216(21)工作面回采完后,将K22煤层与K21煤层进行合层开采.采用沿空留巷技术将-1216(21)工作面机巷保留下来,作为合层开采工作面的风巷,巷道空间关系如图2所示.

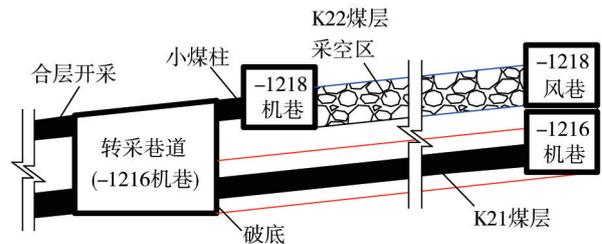


图2 巷道空间关系

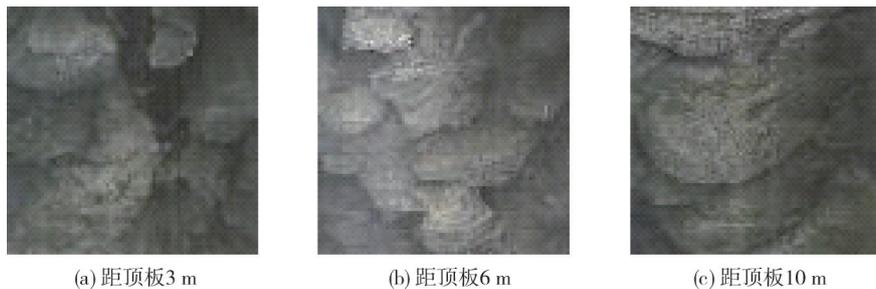
转采巷道围岩上部为K22煤层再生顶板,帮部一侧为-1216(21)采空区,另一侧为待合层开采的K21和K22煤层,K21煤层及其夹矸层属于典型的半煤岩体.巷道围岩赋存情况如下:

1) K22煤层顶板:以深灰色粉砂质泥岩为主,其次为泥岩、炭质泥岩、泥质粉砂岩及粉砂岩.该煤层与K23煤层的间距为1.13~2.67 m,平均间距为2.11 m,岩石普氏系数为2.85~3.12.

2) K22煤层底板(K21煤层顶板):以深灰色薄层状粉砂质泥岩为主,夹2~5层薄煤线,煤线厚度在0.05~0.33 m,炭质泥岩1~5层,厚度为0.05~0.50 m,岩石普氏系数为2.96.

3) K21煤层底板:以细粒砂岩为主,其次为砂质泥岩、泥质粉砂岩,岩石普氏系数为6.28.

同时,通过钻孔成像仪对转采巷道顶板围岩内部进行探测.在-1216(21)工作面机巷(转采巷道)距离工作面前方50 m开始布设窥视钻孔,共布置5组窥视孔,孔间距为15 m.部分探测结果如图3所示.



(a) 距顶板3 m

(b) 距顶板6 m

(c) 距顶板10 m

图3 巷道顶板围岩探测结果

探测发现转采巷道顶板上方3~10 m的岩体内部裂隙非常发育,顶板为厚度较大的松散、破碎岩体。-1216(21)工作面上方为-1218(22)工作面采空区,为压实后的再生顶板^[18-19],该类型顶板岩层具有从局部到整体的连锁失稳特征,进行沿空留巷时要充分考虑破碎顶板的控制。

通过现场采样进行点载荷试验,结果如图4所示,由图4可知:煤层及其顶底板岩层的点载荷强度均较低。其中,顶板岩层岩块的平均强度为2.58 MPa,底板岩层岩块的平均强度为3.86 MPa,K21煤层和K22煤层煤块的平均强度为2.56 MPa。



图4 煤岩块点载荷试验

同时,根据图1可以看出:K21煤层到K22煤层及其上覆直接顶为薄层状复合顶板,稳定性差,结构破碎,围岩强度低。当下部-1216(21)工作面回采时,在工作面区域和巷道空间内极易发生大变形破坏失稳。

2 分层转合层开采变形机理分析

在-1216(21)工作面回采时,K22煤层与K21煤层间1.33 m的复合岩层和上部K22煤层回采后,由粉砂质泥岩与煤压实、固结形成的再生顶板构成K21煤层的直接顶。随着-1216(21)工作面的不断推进,K21煤层直接顶极易垮落,造成高位覆岩(基本顶)失去支撑,悬空面积不断增大。当悬空面积增大到一定程度后,高位覆岩发生二次破断,造成工作面来压。根据现场人员统计,工作面初次来压步距约为30 m,周期来压步距约为18 m。同时,-1216(21)机巷掘出后,在下部煤层开采前,顶板相对完整,仅有局部垮冒。帮部略有鼓出,底鼓量很小。当下部煤层回采时,机巷顶板、两帮和底板均出现较大变形,巷道顶板离层较为严重。

2.1 采场覆岩垮冒范围增大

基本顶的层位随分层开采等效垮冒高度的变化而变化。等效垮冒高度是指采完上层煤后,开采下层煤时上覆软弱、松散岩层随采垮冒,当工作面推进到一定距离后,覆岩垮冒高度相对稳定时的最大高度。等效垮冒高度越大,矿压显现越剧烈,等效垮冒高度与采空区垮冒矸石的碎胀性有关。小河嘴煤矿分层开采时,上部K22煤层为普通的薄煤层开采,采高0.75 m,破底0.21 m。根据采空区矸石碎胀特性计算上部K22煤层开采后的直接顶垮冒范围。

$$h_{K22} = \frac{M_e}{K_p - 1} \quad (1)$$

式中: h_{K22} 为K22煤层直接顶垮落高度,m; M_e 为等效采高,m; K_p 为直接顶岩层碎胀系数。

当 K_p 取1.2~1.4时,直接顶垮冒高度为1.875~3.750 m,K22煤层回采后,上部3.21 m厚的粉砂质泥岩作为基本顶。当回采下部K21煤层时,采高1.3 m,破底0.3 m。由于煤层间距仅1.33 m,且为含多层煤线和炭质泥岩的复合岩层。K21煤层回采后该复合岩层很快冒落,因此,K22煤层与K21煤层的等效冒落高度为

$$h_e = h_{K22} + h_{K21} \quad (2)$$

式中: h_e 为等效冒落高度,m; h_{K21} 为K21煤层直接顶垮落高度,m。

按式(2)计算,当下部K21煤层开采后,直接顶的垮冒范围为5.125~10.250 m,则K21煤层回采后,顶板的垮冒范围增加,根据图1的岩层情况,距离K22煤层顶板8.16 m处有1层厚10.83 m的粉砂质泥岩。结合顶板岩层结构及采空区垮冒煤矸石的碎胀性,可确定等效垮冒高度为8.16 m。分层开采覆岩破断规律

如图5所示。

2.2 巷道围岩集中载荷增加

围岩的集中载荷越大,围岩越容易发生失稳破坏。随着工作面的推进,转采巷道上方的悬臂梁将会产生断裂、回转和下沉。悬臂梁的断裂和移动将直接影响转采巷道围岩的稳定性。其中,最上层断裂的厚硬基本顶起主导作用。因此,根据等效垮冒高度决定转采巷道悬臂梁的结构特征,建立的转采巷道力学模型如图6所示。

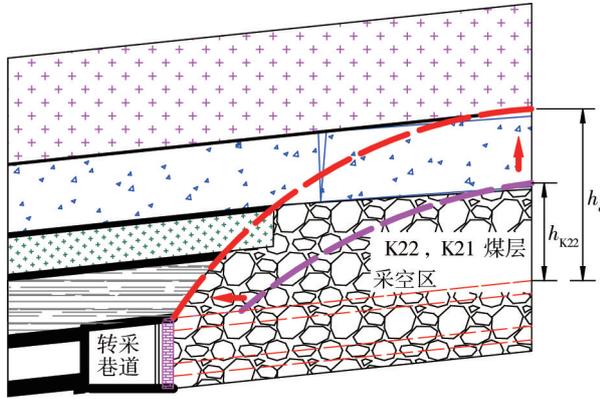


图5 分层开采覆岩破断规律

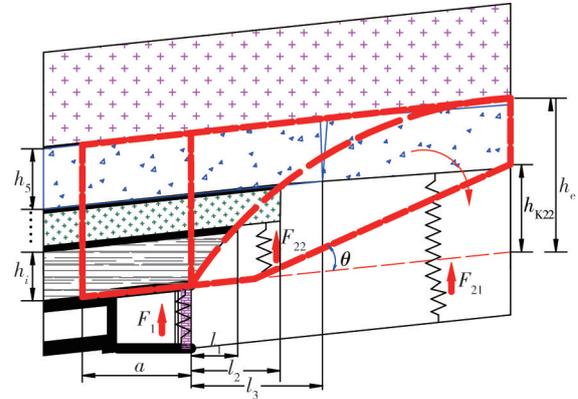


图6 转采巷道力学模型

由图6可知:转采巷道的巷旁支护结构以及实体煤帮承载悬臂梁的载荷与覆岩破断后悬臂在巷道上方的倒梯形台结构密切相关。根据倒梯形台结构计算不同开采阶段顶板悬臂梁覆岩的载荷为

$$F = \left(a + \sum_{i=1}^n l_i \right) \times \sum_{i=1}^n h_i \rho_i. \quad (3)$$

式中: a 为倒梯形台下宽度,m,与围岩的悬顶特性以及支护强度有关; l_i 为不同层位悬臂梁的顶板长度,m; h_i 为不同层位顶板的覆岩厚度,m; ρ_i 为不同层位顶板的覆岩密度, kg/m^3 ;

根据悬臂梁力学模型^[20]有

$$\tan \theta \approx \frac{l_i}{\sum h_i}; \quad (4)$$

$$\theta = \frac{\pi}{2} - \frac{1}{2} \arctan \left(-\frac{2\tau_{xy}}{\sigma_x - \sigma_y} \right). \quad (5)$$

式中: θ 为基岩破断角; τ_{xy} 为覆岩顶板悬臂梁内的剪应力,MPa; σ_x , σ_y 为顶板悬臂梁内水平与竖直方向的应力分量,MPa。

根据等效冒落高度的计算可知:下部K21煤层开采时 $n=5$ (n 为垮冒岩层数量),基本顶的层位更高,上部K22煤层开采时 $n=3$ 。可以看出,分层开采下部K21煤层时,巷道围岩受到的集中载荷将远远大于上部K22煤层开采时的集中载荷。巷道围岩受2次集中应力的扰动,围岩强度进一步弱化,导致巷道围岩变形失稳。

2.3 强应力扰动弱化围岩

采用FLAC^{3D}软件模拟转采巷道在上部K22煤层回采、巷道开挖以及下部K21煤层回采过程中巷道围岩的压力变化规律,结果如图7所示。由图7可知:上部K22煤层回采后,侧向支撑压力的峰值在采空区边缘围岩3~5m处。转采巷道掘出后,巷道顶板中的集中载荷略有减小,但是侧向支撑压力峰值的位置基本不变,仍位于巷道右侧,作用于小煤柱之上,导致小煤柱受压破坏。同时,当转采巷道掘出后,巷道顶板载荷出现大、小应力峰值,即应力双峰现象。随着下部K21煤层的回采,侧向支撑压力峰值向煤壁深处转移,位于巷道左侧。支撑压力的反复应力变化加剧了巷道围岩强度的弱化。

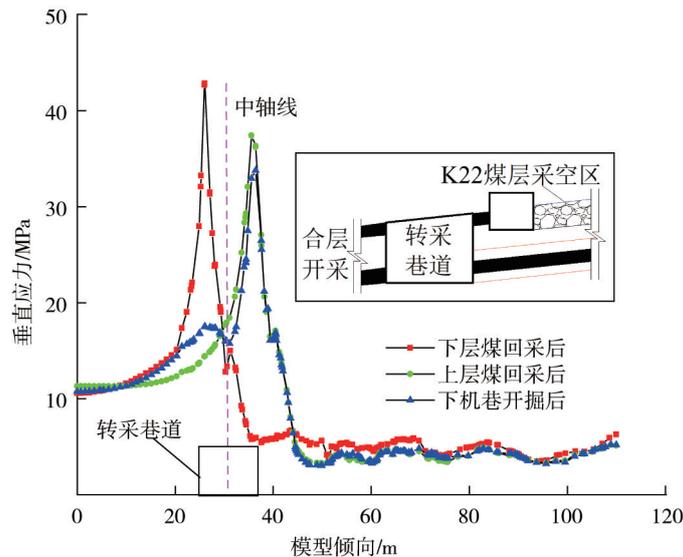


图7 转采巷道围岩压力分布规律

2.4 半煤岩巷围岩非均匀变形

小河嘴煤矿-1216(21)机巷的断面尺寸为4.2 m×3.0 m(宽×高),远大于煤层厚度,属于软弱半煤岩体.为分析半煤岩巷的变形破坏特征,进行不同厚度比条件下的煤岩组合试件的单轴压缩试验,结果如图8所示.

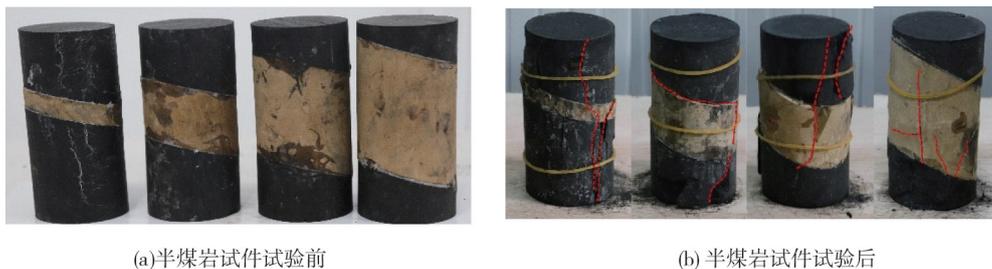


图8 半煤岩岩体变形破坏特征

由于岩性差异,半煤岩巷变形往往表现出非均匀变形破坏的特征,无论是半煤岩体的室内试验还是实地观测,发现这种组合岩体的破坏都是从强度较弱的煤体部分开始破坏.其中,煤岩组合试件呈现出煤-岩贯穿性破坏、煤体破坏、煤-岩交界面破坏以及岩体破坏4种最终破坏模式,由其中的一种或几种破坏模式主导整个煤岩组合试件的破坏.根据试验统计,发现在相同的试件尺寸与加载条件下,煤体的横向变形量远大于砂岩试件的横向变形量.说明由于煤体与岩体强度的差异较大,半煤岩体为非均匀组合体,很大程度减弱了巷道帮部围岩的整体抗变形能力.事实上,煤岩体试件的破坏模式、破坏范围和破坏程度与煤岩体的厚度比、强度比以及煤岩体的倾角有关^[21-22].当采用锚杆锚固煤岩组合体试件后,加锚试件的强度和抗变形能力大大提高.因此,小河嘴煤矿-1216(21)工作面转采巷道变形破坏的主要原因在于复杂的地层结构、软弱破碎的围岩、多次强烈的开采扰动以及非均匀的半煤岩结构.

3 转采巷道围岩控制原理与技术

3.1 转采巷道沿空留巷围岩控制原理

沿空留巷围岩运动的本质是巷道开挖或工作面回采引起围岩应力不平衡向应力再平衡的转变过程,即巷道围岩的应力再平衡机制.在巷道围岩应力再平衡的过程中,巷道围岩的承载结构不断调整.在适当的支护调控作用下,巷道围岩可形成具有一定形态和承载能力的组合承载结构体,与其他部分围岩协同承载形成新的承载结构,从而实现巷道围岩应力与结构的动态平衡,这种结构调整机制称为巷道围岩的结构再稳定机制.因此,沿空留巷围岩控制的本质就是通过人工手段调节巷道围岩的应力再平衡机制与结构再稳定

机制,从而实现沿空留巷围岩的稳定.从支护的角度来讲,就是采用卸压、支撑、注浆和锚固等手段使巷道空间在满足使用要求的前提下,加速促进巷道围岩的应力再平衡与结构再稳定,尽快实现巷道围岩系统的平衡^[22].根据转采巷道的变形机理,从应力平衡和结构稳定2个方面,提出转采巷道沿空留巷围岩控制原理:切顶卸压→应力再平衡,支护体与支撑体协同承载→结构再稳定.支护体是指采用人工支护结构与围岩形成的组合承载结构,支撑体是指围岩自然状态下的承载结构,包括采矿区矸石和实体煤帮围岩.

3.2 沿空留巷围岩支护技术

转采巷道的顶板为复合顶板,高帮为巷旁支护体,低帮为半煤岩体,巷道底板为细粒砂岩.根据转采巷道的变形机理和沿空留巷围岩控制的基本原理,并结合现场实际情况,提出采用爆破切顶卸压+砌墙封闭与柱式支撑+锚杆+锚索梁为核心的围岩控制技术.

3.2.1 切顶卸压→应力再平衡

1) 基本原理

在分层转合层开采时,采空区垮冒高度的增加导致转采巷道上方覆倒梯形台厚度和悬臂梁长度均增加,转采巷道围岩的集中载荷增大.因此,通过爆破切顶,将转采巷道上的悬臂梁切断,可以有效减少巷道周边的围岩应力,并促进侧向支承压向围岩深处转移.同时,切断顶板岩层后,采空区矸石可以更快地充分冒落,加速采空区矸石尽快承载巷道顶板^[23-24],促使巷道围岩应力再平衡.根据岩层柱状结构和前文计算的等效冒落高度,确定理论切顶高度为9.62 m.确定的切顶方案如图9所示.

2) 切顶卸压方案

在-1216(21)机巷靠采空区一侧进行切顶卸压.切顶孔与垂直方向的夹角为 15° ,切顶孔深10 m,孔间距为0.5~1.0 m,孔径48 mm.采用二级煤矿许用水胶炸药进行定向预裂爆破,每卷炸药规格 $\Phi 27\text{ mm} \times 400\text{ mm}$,单个药卷质量320 g,“4+2+1”装药结构,爆破孔口采用黏土炮泥填满封实,封孔长度不小于3 m.根据爆破试验段的效果调整装药形式和结构.

3.2.2 支护体与支撑体协同承载→结构再稳定

1) 砌墙封闭与柱式支撑

如果采空区的封闭性不好,转采巷道沿空留巷会导致采空区的瓦斯积聚、通风阻力增大和煤层自燃等问题.因此,采用砌墙封闭与柱式支撑的巷旁支护形式(图10).支护参数:采用 $500\text{ mm} \times 200\text{ mm} \times 200\text{ mm}$ 混凝土砌块进行砌墙封闭,墙体宽700 mm,墙高3 000 mm,间隔3 000~5 000 mm砌设 $1\ 400\text{ mm} \times 1\ 400\text{ mm}$ 墙柱,采用方木密实接顶.墙体采用金属网包裹,间隔1 000 mm紧贴墙体两侧架设槽钢(或W钢带)压紧金属网,采用 $\Phi 20\text{ mm} \times 1\ 100\text{ mm}$ 短锚杆锁紧墙体,锁墙锚杆间排距为 $1\ 000\text{ mm} \times 1\ 000\text{ mm}$.

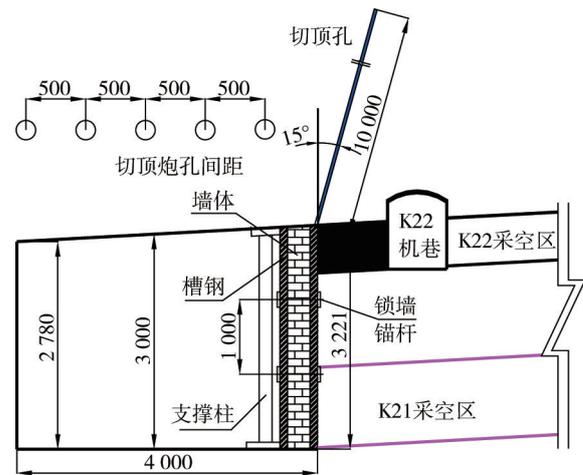


图9 切顶方案设计(单位:mm)

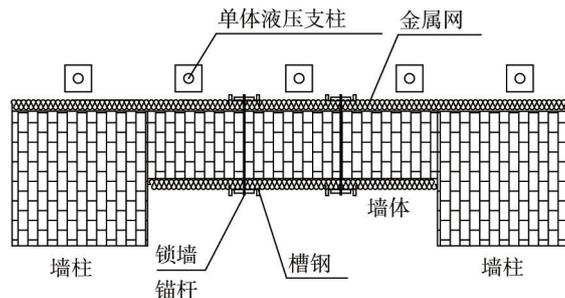


图10 砌墙封闭与柱式支撑结构

2) 锚杆与锚索梁协同支护顶板

根据前文分析可知转采巷道顶板软弱、破碎.采用浅部锚固强化顶板,保证巷道顶板的整体性,深部锚索拉顶减小顶板跨度,实现巷道顶板稳定.因此,初次支护采用锚杆+W 钢带+锚网+锚索梁控制顶板.支护参数:树脂锚杆($\Phi 20$ mm, $L=2\ 000$ mm),间排距 600 mm \times 800 mm;W 钢带厚 2.5 mm,孔距为 800 mm;钢绞线锚索($\Phi 17.8$ mm, $L=6\ 200$ mm),锚梁为 $18\#$ 槽钢,孔距为 $1\ 500$ mm,一梁三孔,间排距为 $1\ 600$ mm \times $1\ 500$ mm.

3) 顶板二次加强支护

顶板二次加强支护采用锚索梁+单体柱加强支护.采用 $\Phi 20$ mm 锚索, $L=7\ 500$ mm,锚梁为 $18\#$ 槽钢,孔距为 $1\ 500$ mm,一梁三孔,排距为 $1\ 600$ mm,锚索预紧力为 200 kN.帮部采用锚索+槽钢加强支护,锚索长 $L=4\ 300$ mm,直径 $\Phi=20$ mm,孔距为 $1\ 500$ mm,排距为 $1\ 600$ mm,沿上下煤岩分界处向上 45° 补打锚索,锚索预紧力为 120 kN.

4) 锚杆锚索协同控制实体煤帮

针对转采巷道实体煤帮半煤岩体非均匀变形的实际情况,采用锚杆+W 钢带+锚网进行初次支护.支护参数:树脂锚杆($\Phi 18$ mm, $L=1\ 800$ mm),间排距 800 mm \times 800 mm.采用间隔 $1\ 500$ mm 钢绞线锚索($\Phi 17.8$ mm, $L=6\ 500$ mm),沿巷道肩角处向上 45° 进行二次支护,控制帮部围岩的问题.

4 转采巷道沿空留巷效果分析

沿空留巷方案实施后,对转采巷道顶板进行顶板离层监测、锚索应力监测以及实体煤帮应力监测,结果如图 11 所示.

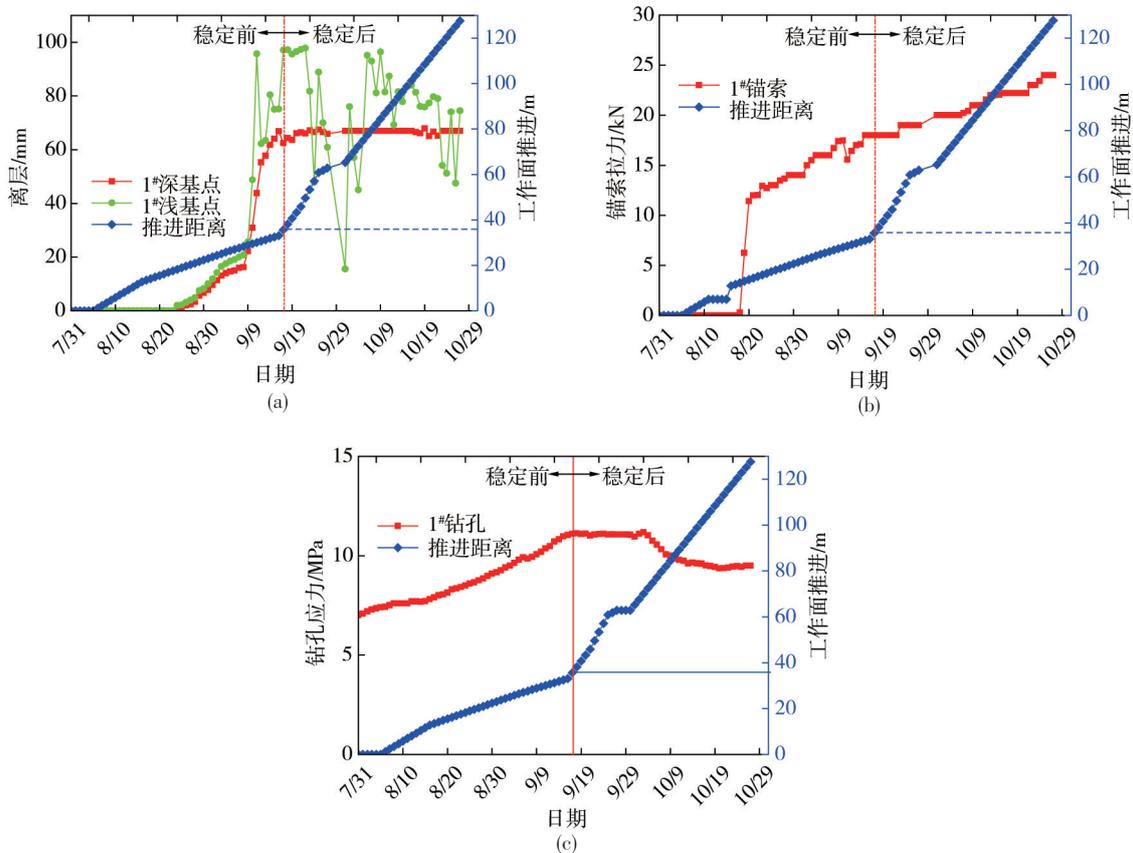


图 11 转采巷道矿压监测结果

根据矿压监测结果进行设计,1#顶板离层仪、1#锚索应力计和 1#钻孔应力计安装在工作面前方 20 m 处.当工作面推进 20 m 左右时,离层仪的深基点和浅基点开始产生离层,当工作面推进 30 m 左右时,离层

突然增大,随后深基点离层值在工作面推进 35 m 左右时逐渐趋于稳定,浅基点离层值产生一定波动后也逐渐趋于稳定.在工作面推进 10 m 左右时,顶板锚索应力突然增大,随后逐渐增加,在工作面推进 35 m 左右时趋于稳定.实体煤帮应力在安装后就逐渐缓慢增大,当工作面推进 10 m 后应力增大较快,工作面推进 35 m 左右趋于稳定.小河嘴煤矿-1216(21)工作面于 2022 年 8 月 6 日正式开采,截至 2022 年 10 月 29 日,机巷变形情况如图 12 所示.



图 12 转采巷道变形情况

由图 12 可知:在-1216(21)工作面回采 2 个月后,工作面前方转采巷道煤壁的变形较大,巷道顶板相对完整,仅有局部脱落.在工作面后方的巷道顶板有一定程度的回转下沉,在采空区侧的顶板立即冒落,给砌墙工作造成一定的困难.后期建议采用钢管混凝土柱替换砌墙,保证沿空留巷初次支护的支撑强度.整体来看,转采巷道沿空留巷围岩基本得到控制,没有产生较大的变形与破坏,分层转合层开采沿空留巷围岩控制技术的效果显著.此外,极近距离煤层群分层转合层开采沿空留巷的成功,不仅解决了薄煤层开采产量低下的问题,同时少掘进一条巷道,大大提高了小河嘴煤矿的经济效益.

5 结论

1)复杂的地层结构、软弱破碎的围岩、强烈的开采扰动和半煤岩巷非均匀变形是造成转采巷道变形量大和进行沿空留巷围岩支护困难的主要原因.

2)分层开采造成采空区覆岩破断的范围增加,转采巷道围岩应力集中以及巷道上方悬臂梁产生的集中载荷出现较大增长,同时,巷道围岩受二次采动的影响,围岩强度急剧弱化.

3)提出切顶卸压→应力再平衡,支护体与支撑体协同承载→结构再稳定的围岩控制原理.高位岩层采用切顶卸压加速巷道围岩的应力再平衡,低位巷道采用砌墙+立柱+锚固协同控制转采巷道围岩的稳定.

4)结合工程实际形成切顶卸压+砌墙封闭与柱式支撑+锚杆与锚索梁为核心的转采巷道沿空留巷围岩支护技术,经过 2 个多月的观测,所得结果表明基于转采巷道沿空留巷原理提出的围岩控制技术的可行性.

参考文献:

- [1] 华心祝.我国沿空留巷支护技术发展现状及改进建议[J].煤炭科学技术,2006,34(12):78-81.
- [2] 何满潮,宋振骥,王安,等.长壁开采切顶短壁梁理论及其 110 工法:第三次矿业科学技术变革[J].煤炭科技,2017(1):1-9.
- [3] WU J K, ZHOU W B, TAO H, et al. Research on failure characteristics and zoning control technology of thick-soft surrounding rock for deep gob-side entry retaining[J].Shock and Vibration, 2020, 2020: 6613514.
- [4] ZHAO M Y, ZHU L, HUANG Q X, et al. Research on roof fracture characteristics of gob-side entry retaining with roof cutting and non-pillar mining in thick coal seam, China[J]. Geotechnical and Geological Engineering, 2022, 40(3): 1429-1448.
- [5] 陈金宇.沿空留巷围岩卸压支护协同控制技术研究[J].煤炭科学技术,2020,48(8):44-49.
- [6] 张农,韩昌良,阚甲广,等.沿空留巷围岩控制理论与实践[J].煤炭学报,2014,39(8):1635-1641.

- [7] ZHANG Z Z, BAI J, YU X Y, et al. Determination of cyclic filling length in gob-side entry retained with roadside filling and its application[J]. *Shock and Vibration*, 2020, 2021 :4055358.
- [8] 华心祝,杨朋.深井大断面沿空留巷底板变形动态演化特征研究[J].*中国矿业大学学报*,2018,47(3):494-501.
- [9] 张吉雄,张强,巨峰,等.煤矿“采选充+X”绿色化开采技术体系与工程实践[J].*煤炭学报*,2019,44(1):64-73.
- [10] 侯公羽,胡涛,李子祥,等.切顶高度对巷旁支护沿空留巷稳定性的影响[J].*采矿与安全工程学报*,2019,36(5):924-931.
- [11] 何满潮.无煤柱自成巷开采理论与110工法[J].*采矿与安全工程学报*,2023,40(5):869-881.
- [12] HAN C L, ZHANG N, XUE J H, et al. Multiple and long-term disturbance of gob-side entry retaining by grouped roof collapse and an innovative adaptive technology[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2019, 52(8): 2761-2773.
- [13] 孙广京,王平,冯涛,等.深井矸石充填综采工作面覆岩活动规律研究[J].*采矿与安全工程学报*,2020,37(3):562-570.
- [14] WU B W, WANG X Y, BAI J B, et al. Study on crack evolution mechanism of roadside backfill body in gob-side entry retaining based on UDEC trigon model[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2019, 52(9): 3385-3399.
- [15] 张农,陈红,陈瑶.千米深井高地压软岩巷道沿空留巷工程案例[J].*煤炭学报*,2015,40(3):494-501.
- [16] 张宝优.极近距离煤层错层位巷道布置方式及围岩控制技术研究[J].*煤炭科学技术*,2021,49(8):88-95.
- [17] 张宁波,刘长友,陈宝宝,等.极近距离煤层下位厚煤层综放煤矸放落流动规律及放煤工艺参数确定[J].*采矿与安全工程学报*,2021,38(5):911-918.
- [18] 王平,朱永建,余伟健,等.软弱破碎围岩分次压实力学特性试验分析[J].*岩土力学*,2019,40(7):2703-2712.
- [19] 王平,冯涛,蒋运良,等.软弱再生顶板巷道围岩失稳机理及其控制原理与技术[J].*煤炭学报*,2019,44(10):2953-2965.
- [20] 左建平,吴根水,孙运江,等.岩层移动内外“类双曲线”整体模型研究[J].*煤炭学报*,2021,46(2):333-343.
- [21] 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.
- [22] 余伟健,潘豹,李可,等.岩-煤-岩组合体力学特性及裂隙演化规律[J].*煤炭学报*,2022,47(3):1155-1167.
- [23] 杨科,池小楼,刘钦节,等.大倾角煤层综采工作面再生顶板与支架失稳机理[J].*煤炭学报*,2020,45(9):3045-3053.
- [24] 孙广京,王平,冯涛,等.软弱破碎顶板巷道围岩变形机理及控制技术[J].*煤炭科学技术*,2020,48(5):209-215.