

薄煤层分层转合层开采沿空留巷巷旁支护

李鹏¹,朱永建^{1*},王希之¹,廖洪波²,赵俊²,吴寻云²

(1.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;

2.四川达竹煤电(集团)有限责任公司 小河嘴煤矿,四川 达州 635000)

摘要:针对小河嘴煤矿-1216(K21)机巷采空区侧稳定性控制难度大的问题,综合采用理论分析、数值模拟及现场实测手段,对沿空巷道采空区侧巷旁支护体的应力、位移进行详细研究.研究表明:巷旁支护阻力是以基本顶长度、厚度以及上覆岩层载荷为变量的函数,减小基本顶悬臂梁长度可以有效改善巷旁支护体的应力环境;巷旁支护体宽度对巷道稳定性影响较大,宽度越大,巷道水平位移越小,宽度达到一定值后,随着宽度增加,位移减小程度不明显;自制的“预制混凝土砌块墙+金属网+槽钢”构筑物成功应用于现场,结合现场实测数据,留巷效果良好.研究成果可为类似巷道稳定性控制提供参考.

关键词:沿空留巷;巷旁支护体;应力;水平位移;稳定性控制

中图分类号:TD353

文献标志码:A

文章编号:1672-9102(2023)04-0010-07

On Roadway Side Support of Gob Side Entry Retaining in Thin Seam Layered Conversion Seam Mining

LI Peng¹, ZHU Yongjian¹, WANG Xizhi¹, LIAO Hongbo², ZHAO Jun², WU Xunyun²

(1. Hunan Provincial Key Laboratory of Safe Mining Techniques of Coal Mines,

Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China;

2. Xiaohesui Coal Mine, Sichuan Dazhu Coal Power Group Co., Ltd., Dazhou 635000, China)

Abstract: Aiming at the problem that it is difficult to control the side stability of goaf of -1216 (K21) machine roadway in Xiaohesui Coal Mine, by means of theoretical analysis, numerical simulation and field measurement, the stress and displacement of goaf side roadway support along goaf are studied in detail. Results show that the roadway side support resistance is a function of the length and thickness of the basic roof and the load of the overlying strata. Reducing the length of the cantilever beam of the basic roof can effectively alleviate the stress environment of the roadway side support. The width of roadway side support has a great influence on roadway stability. The larger the width is, the smaller the horizontal displacement of roadway is. After the width reaches a certain value, the less obvious the displacement decreases with the increase of width. The self-made structure of “precast concrete block wall + metal mesh + channel steel” has been successfully applied to the site. Combined with the field measured data, the roadway retaining effect is good. The research results can provide references for similar roadway stability control.

Keywords: gob side entry retaining; roadside support body; stress; horizontal displacement; stability control

随着煤炭资源的不断减少,极近距离薄煤层的开采问题越来越受到采矿工作者重视^[1].为提高煤体产

出量,解决破碎顶板下煤炭资源开采难度大的问题,极近距离煤层合层一次开采的方式开始广泛应用^[2-4].考虑到工程实际采掘接替紧张、巷道掘进量大、煤炭资源采出率低等问题,沿空留巷无疑是一种行之有效的技术手段^[5].然而,沿空留巷帮部紧邻采空区,采空区处于一种高度开放的状态,瓦斯流动范围扩大,在负压影响下极易流入巷道内,因此,采空区的稳定封闭管理是沿空留巷过程中遇到的巨大挑战^[6].

巷旁支护体为支撑顶板和隔离采空区的重要构件,构筑墙体作为巷旁支护体应用较为广泛^[7].墙体制作材料大致可以分为凝胶类材料(多为高水材料及水泥材料)^[8-9]、块体类材料(多为预制混凝土砌块)^[10]、矸石类材料^[11]等,墙体材料的选择与煤层地质条件息息相关,且常以“就地取材”为宗旨.因此,以小河嘴煤矿-1216(K21)运输巷道为研究背景,采用理论分析、数值模拟与现场监测手段,构建巷旁支护体力学模型,设计构筑物“软-硬”结构构件,为近距离薄煤层条件下沿空留巷稳定性控制提供理论及工程支撑.

1 工程概况

小河嘴煤矿-1216工作面位于121采区,西与-1218工作面相邻,东与-12110相邻.-1218工作面主采K22煤层,回采完毕后已压实.-1216工作面主采K22和K21煤层,采用分层开采方式,先回采K22煤层,后回采K21煤层,且K22煤层已回采完毕,目前正在回采K21煤层.-12110工作面拟将K22和K21煤层合层开采.工作面开采顺序如图1所示.

K22煤层:标高-160~-200 m,煤层走向长565 m,倾斜长223 m,煤层倾角 3° ~ 12° ,平均倾角 6° ;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,岩石普氏系数为2.85~3.12;该煤层与K23煤层间距为1.13~2.67 m,一般为2.11 m;K22煤层底板以粉砂质泥岩为主,其次是泥岩、炭质泥岩,夹薄煤线数层,岩石普氏系数为2.96.K21煤层:标高-160~-200 m,煤层走向长557 m,倾斜长221 m,煤层倾角 3° ~ 12° ,平均倾角 6° ;K21煤层顶板即K22煤层底板;K21煤层底板以粉砂质泥岩为主,其次为炭质泥岩、泥岩,岩石普氏系数为6.28.岩层柱状图如图2所示.

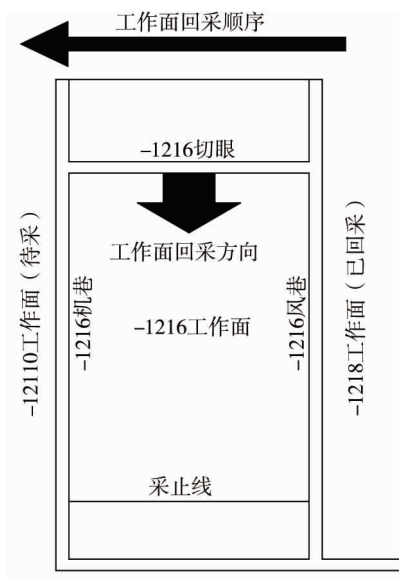


图1 工作面布置

厚度/m	柱状	岩石名称
0.20~0.34 0.29		K23煤
1.13~2.67 2.11		粉砂质泥岩
0.40~0.60 0.54		K22煤
1.04~1.60 1.33		粉砂质泥岩、 煤线、炭质 泥岩
0.75~1.09 0.89		K21煤
4.56~6.96 5.76		细粒砂岩

图2 岩层柱状图

2 巷旁支护阻力求解

-1216采区在回采超前段采用预裂爆破的手段对采空区侧顶板进行切顶,切顶角度为 10° ,切顶竖直高度为9 m,现对切顶沿空留巷做出以下假设:

- 1) 顶板的旋转支点为实体煤帮,岩体向采空区侧倾斜;

- 2) 回采后顶板自然垮落的矸石充满采空区,对上覆岩层形成一定支撑作用;
- 3) 忽略顶板与巷旁支护体以及顶板与上覆岩层之间的水平作用力;
- 4) 上覆岩层重力均匀作用在顶板上;
- 5) 忽略巷道支护结构对顶板造成的影响.

对其采用静力平衡法进行力学分析,得到如图3所示力学模型.图3中 q 为上覆岩层施加的载荷; P' 为切顶卸压后巷旁支护体所需的支护阻力; F_G 为顶板垮落后冒落的矸石对顶板的支撑力; $T_{B'}$ 为岩块B在 B' 处受到岩块C的水平作用力; $T_{C'}$ 为岩块C在 C' 处受到的水平作用力; $N_{B'}$ 、 $N_{C'}$ 分别为岩块B、岩块C受到的剪切力; $M_{B'}$ 为岩块B在 B' 处产生的弯矩; $M_{A'}$ 为岩块A在 A' 处产生的弯矩; M_0 为实体煤帮的极限平衡宽度 x_0 产生的弯矩; q_0 为直接顶的载荷; a 为巷道宽度; b 为巷旁支护体宽度; x_0 为实体煤帮的极限平衡宽度.

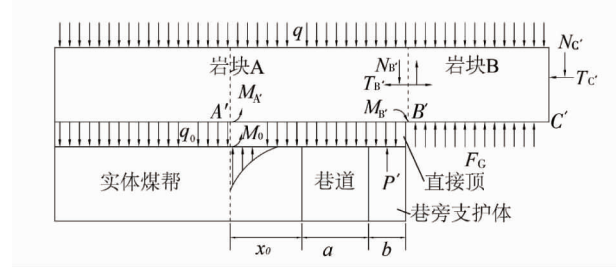


图3 切顶卸压后巷道力学模型

实体煤帮的极限平衡宽度 x_0 和塑性区范围内支护力 σ 为

$$x_0 = \frac{m\lambda}{2\tan\varphi} \ln \left(\frac{k\gamma H + \frac{c}{\tan\varphi}}{\frac{c}{\tan\varphi} + \frac{P_x}{\lambda}} \right); \quad (1)$$

$$\sigma = \left(\frac{c}{\tan\varphi} + \frac{P_x}{\lambda} \right) e^{\frac{2x\tan\varphi}{m\lambda}} - \frac{c}{\tan\varphi}. \quad (2)$$

式中: c 、 φ 分别为黏聚力及内摩擦角; m 为煤层厚度; λ 为侧压系数; k 为最大集中应力系数; γ 为围岩的容重; H 为埋深; P_x 为巷旁支护体的支护强度.

切顶后基本顶岩块长度为

$$L = x_0 + a + b. \quad (3)$$

岩块B受到水平方向的推力为

$$T_{B'} = \frac{q'L}{2(h - \Delta S_{C'})}. \quad (4)$$

式中: q' 为基本顶单位长度内的载荷; h 为基本顶的厚度, $\Delta S_{C'}$ 为岩块B在 C' 处的下沉量.

对于岩块B有

$$N_{B'} = \frac{M_{B'} + T_{B'}(h - \Delta S_{C'}) + \frac{qL^2}{2}}{L} - F_G. \quad (5)$$

对于岩块A有

$$M_{A'} + M_0 + P' \left(x_0 + a + \frac{b}{2} \right) + \int_0^{x_0} \sigma(x_0 - x) dx + T_{B'}(h - \Delta S_{B'}) - M_{B'} - \frac{q(x_0 + a + b)^2}{2} - \frac{q_0(x_0 + a + b)^2}{2} - N_{B'}(x_0 + a + b) = 0. \quad (6)$$

联立式(5)、式(6)解得巷旁支护阻力为

$$P' = \frac{2M_{B'} + qL^2 + \frac{q_0L^2}{2} + \frac{q'L}{2} - M_{A'} - M_0 - \int_0^{x_0} \sigma(x_0 - x) dx - \frac{q'L(h - \Delta S_{B'})}{2(h - \Delta S_{C'})} - F_G L}{x_0 + a + \frac{b}{2}}. \quad (7)$$

从式(7)可以看出,巷旁支护阻力是以基本顶长度、厚度以及上覆岩层载荷为变量的函数,减小基本顶悬臂梁长度可以有效改善巷旁支护体的载荷环境。

3 数值分析模型建立

以小河嘴煤矿-1216(K21)工作面沿空巷道为研究对象,建立数值模型,对留巷围岩运移规律及应力分布特征进行研究,其数值模拟分析方案为

- 1) 分析上层煤回采后围岩运移规律及应力分布;
- 2) 分析-1216(K21)机巷开掘后不同支护方案下应力、位移的变化规律;
- 3) 分析-1216(K21)工作面回采时,不同厚度的巷旁支护体对留巷围岩塑性区和巷道围岩位移的影响。

模型采用长×宽×高=100 m×100 m×50 m的模型,共计71万个单元体,12万个节点。模型如图4所示。

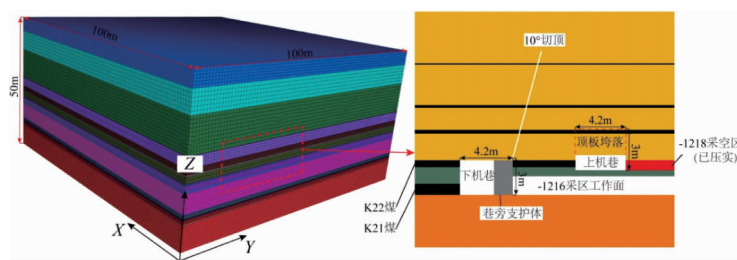


图4 沿空留巷数值模型

模型整体采用摩尔-库伦本构模型,底部固定垂直位移,四周固定水平位移,小河嘴煤矿 K21 煤埋深约 500 m,通过施加 12.5 MPa 的等效载荷来模拟上覆岩层应力。-1218 采区回采压实后的采空区采用双线性应变软化-硬化本构模型,巷旁充填体软构件部分采用应变硬化模型,硬构件部分均采用摩尔-库伦模型。具体模型参数见表 1。

表 1 岩石力学参数

岩性	密度/(kg/m ³)	剪切模量/GPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa	体积模量/GPa	内聚力/MPa
细-中粒砂岩	2 620	5.82	42	1.00	11.02	2.60
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
泥质粉砂岩	2 360	2.10	38	1.84	6.27	2.40
煤	1 450	1.10	25	0.15	3.38	1.00
巷旁支护体(软)	2 360	4.50	45	1.50	17.24	3.20
巷旁支护体(硬)	2 700	4.00	32	1.80	5.00	2.20

为研究不同宽度巷旁支护体在回采后不同阶段的性能表现,建立 100 m×100 m×50 m 的数值模型,模型四周及底部固定位移边界,上部施加 12.5 MPa 荷载,采用摩尔-库伦本构模型计算。宽度 b 为 0.5, 1.0, 1.5 m 的巷旁支护体在工作面推进 20 m 和 50 m 后的水平位移如图 5 所示。

由图 5 可知:随着巷旁支护体宽度的增加,支护体水平位移也随之降低。当宽度从 0.5 m 增加到 1.0 m 后,工作面推进 20 m ($l=20$ m) 时,巷旁支护体的位移降低率为 48.7%,工作面推进 50 m 时,巷旁支护体的位移降低率为 52.2%;宽度从 1 m 增加到 1.5 m 后,工作面推进 20 m 时,巷旁支护体的位移降低率为 8.7%,工作面推进 50 m 时巷旁支护体的位移降低率为 4.7%。考虑到巷道跨度为 4.2 m,若支护体宽度达到 1.5 m 则不利于巷道内行人运料,且提高支护体宽度会大大增加工作量及支护成本,因此选择宽度为 1.0 m 的巷旁支护体较为合适。为保证巷旁支护体在矸石垮落冲击过程中保持尽可能地稳定,可适当提高混凝土砌块的稳定性。

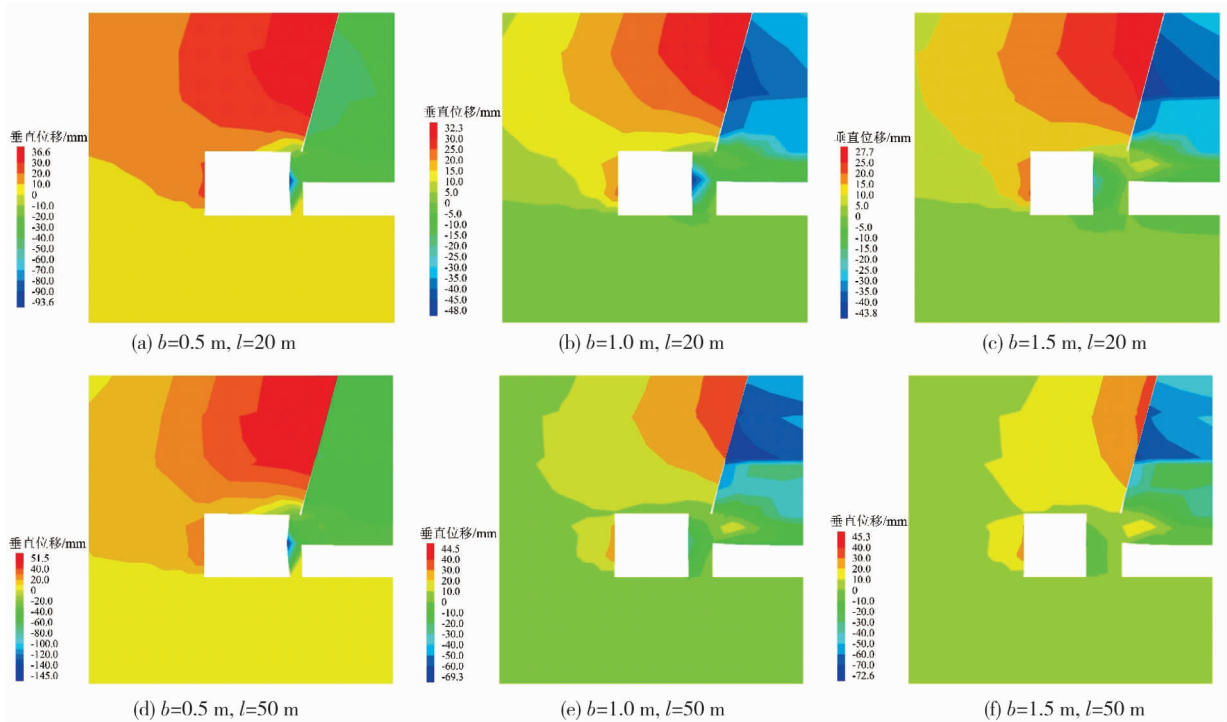


图 5 工作面推进 20 m 和 50 m 后不同宽度巷旁支护体水平位移

4 沿空留巷巷道支护设计

4.1 巷内支护设计

巷内基本支护方案为“锚杆+锚索+锚网”联合支护,如图 6 所示.在顶板上每排布置 3 根预紧力为 80 kN 的锚索和 7 根树脂锚杆,锚索布置在两排锚杆中间.在巷道两帮施打 2 根树脂锚杆,在巷道顶板两角倾斜向上 30°施打 2 根树脂锚杆,在巷道底板两角倾斜向下 30°施打 2 根树脂锚杆.顶板及巷帮铺设金属网,规格为 50 mm×50 mm.

超前支护区加强支护方案是在原巷内支护的基础上,采用“锚索梁+单体柱”组合加强支护超前支护区顶板.锚索采用直径 20 mm 钢绞线制作,长度 9 300 mm,锚梁采用 18#槽钢加工,孔距 1 400 mm,一梁三孔,布置于原支护的两排锚索梁之间,并对锚索施加 20 kN 的预紧力.超前工作面 30 m 距离范围内,采用一排 4 根单体液压支柱加强支护,靠近采空区一侧 700 mm 处,单液压支柱间距为 800 mm,排距为 500 mm;靠近实体煤帮一侧,距离实体煤帮 800 mm 处,单液压支柱间距为 800 mm,排距为 500 mm.帮部采用“锚索+槽钢”组合加强支护方式,锚索长 9 300 mm,直径 20 mm,间距 1 600 mm,排距 1 400 mm,沿上下煤岩分界处向上 45°和水平方向补打锚索,如图 7 所示.

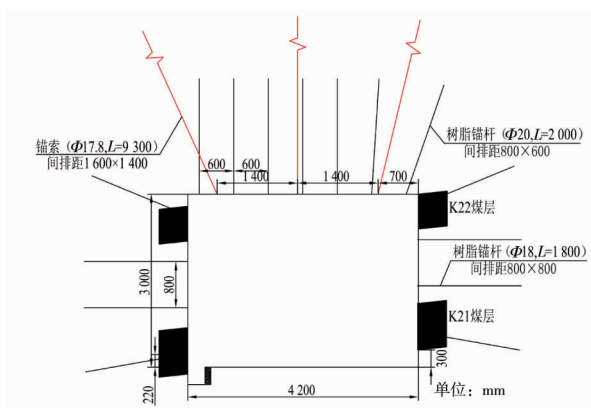


图 6 -1216(21)机巷原支护方案

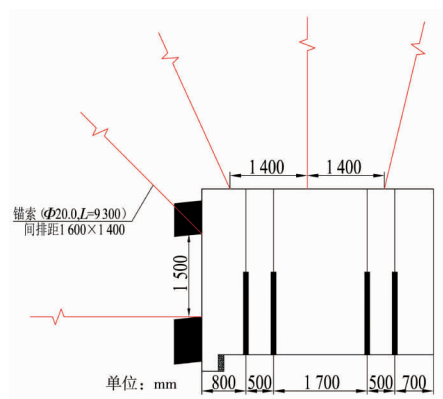


图 7 超前支护区加强支护

4.2 巷旁支护设计

4.2.1 预制混凝土砌块砌筑挡矸墙

预制混凝土砌块设计尺寸为 $500\text{ mm}\times 250\text{ mm}\times 150\text{ mm}$. 混凝土墙高 2.8 m , 宽 1.0 m , 巷道卧底后先浇筑 300 mm 混凝土墙基再砌墙, 垂直方向砌筑 17 层砌块, 水平方向砌筑 4 排砌块形成混凝土墙. 施工混凝土砌块墙时, 沿工作面走向采取梯步式跟进, 每间隔 5 m 砌筑 $750\text{ mm}\times 750\text{ mm}$ 的墙墩, 砌块交错搭接, 用水泥浆粘接勾缝, 砌筑高度达到 1 m 和 2 m 时嵌入长 1 m 的螺纹钢并使其在墙体两侧伸出的长度大致相同. 在预留的 250 mm 接顶缝中楔入圆木保证接顶效果. 预制混凝土砌块设计强度为 C50, 水:水泥:砂:石子的质量配比为 $0.420:1.000:1.152:2.449$.

4.2.2 金属网+槽钢联合护墙

混凝土墙砌筑完成后, 在墙体两侧铺设规格为 $50\text{ mm}\times 50\text{ mm}$ 的金属网. 铺设完成后布置如图 8 所示的特制槽钢, 槽钢顶部放置圆木作为柔性让压材料, 将螺纹钢托盘卡入槽钢活动口并用螺母上紧.

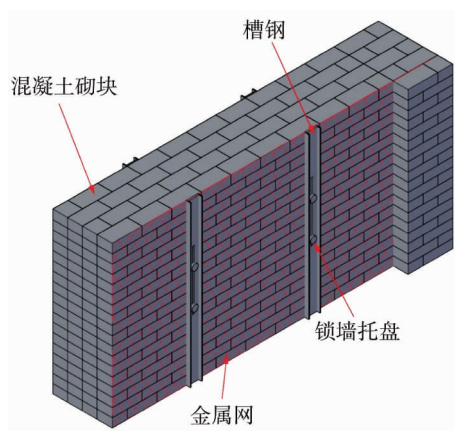


图 8 巷旁支护体结构

5 工程应用及现场监测

采用围岩移动传感器对留巷顶板离层进行观测, 连续布置 10 个测点, 测点间距为 10 m , 每个测点布置在巷道顶板靠近工作面煤壁侧 1 m 处, 深度分别为 $3, 6, 10\text{ m}$, 如图 9 所示. 超前工作面 20 m 向推进方向布置观测点进行连续观测, 直至所有测点进入工作面后方 200 m 稳定区.

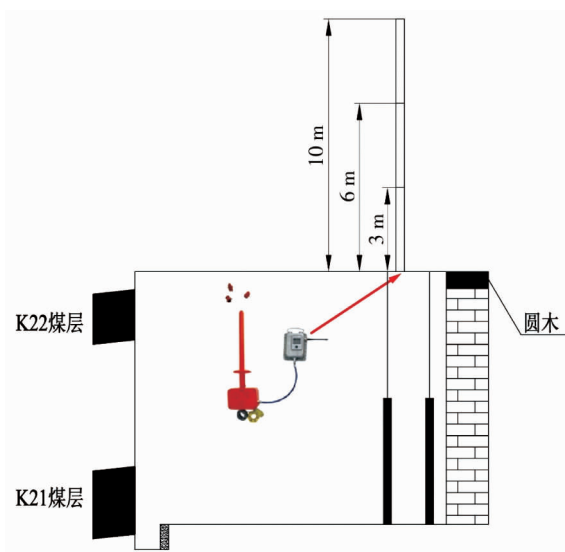


图 9 围岩移动传感器布置

由于回采期间巷道的变形量较大,需要在工作面前方回采巷道进行超前监测.下机巷顶板离层监测结果如图 10 所示,其中采煤工作面未推进时与顶板离层监测点处于同一剖面.

根据图 10 顶板离层曲线来看,顶板离层的时间具有一定滞后性,当工作面向前推进至少 3 m 后下机巷顶板围岩才逐渐出现离层现象,首先在关键层附近开始出现离层(即孔深 9 m 处),随后影响巷道顶板,距顶板 6 m 处的围岩也发生离层,并且在监测点处于工作面滞后段 40 m 范围内顶板离层量急剧增加,当工作面推进 40 m 后巷道顶板围岩位移逐步放缓,直至稳定.可以看出,沿空留巷效果较好,现场应用效果图如图 11 所示.

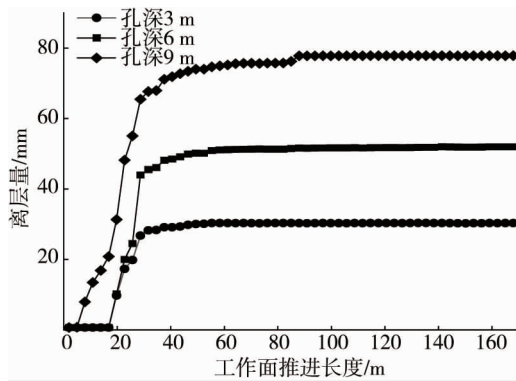


图 10 顶板离层监测曲线



图 11 现场应用效果

6 结论

1) 巷旁支护阻力的大小取决于基本顶长度、厚度以及上覆岩层载荷,切顶可以有效减小基本顶悬臂梁长度从而降低巷旁支护体支护阻力.

2) 巷旁支护体厚度由 0.5 m 增加至 1.0 m,巷道水平位移减小显著;巷旁支护体厚度由 1.0 m 增加至 1.5 m,巷道位移减小程度不明显.综合考虑巷道宽度和砌筑工作量,确定巷旁支护体厚度为 1.0 m.

3) 提出了“预制混凝土砌块墙+金属网+槽钢”的巷旁支护技术,工程实践表明所用支护方案能够有效保障留巷稳定性.

参考文献:

- [1] 张宏伟,赵象卓,韩军,等.极近距离煤层重复采动矿压显现规律[J].辽宁工程技术大学学报(自然科学版),2018,37(2):225-231.
- [2] 严国超,胡耀青,宋选民,等.极近距离薄煤层群联合开采常规错距理论与物理模拟[J].岩石力学与工程学报,2009,28(3):591-597.
- [3] 查文华,宋新龙,计平.坚硬顶板下极近距离煤层联合开采安全错距确定研究[J].安全与环境学报,2013,13(5):187-190.
- [4] 石灏,查文华.极近距离煤层联合开采工作面合理错距研究[J].中国安全生产科学技术,2018,14(4):51-56.
- [5] 康红普,张晓,王东攀,等.无煤柱开采围岩控制技术及应用[J].煤炭学报,2022,47(1):16-44.
- [6] 刘红威,赵阳升,REN Tingxiang,等.切顶成巷条件下采空区覆岩破坏与裂隙发育特征[J].中国矿业大学学报,2022,51(1):77-89.
- [7] 曹树刚,陈先哲,杨红运,等.沿空留巷巷旁控制技术及其适用条件分析[J].煤炭科学技术,2016,44(4):27-33.
- [8] 张贻广,赵祉军.高水速凝材料在薄煤层沿空留巷中应用[J].煤炭科学技术,1997,25(6):5-9.
- [9] 李春意,高永格,陈洁,等.大采高沿空留巷围岩稳定性及形变规律分析[J].地下空间与工程学报,2021,17(3):897-908.
- [10] 张泽瑞.高地应力下沿空留巷巷旁支护高延性混凝土材料研究[D].太原:太原理工大学,2021.
- [11] 孙广京.深井矸石充填工作面沿空留巷原理及围岩稳定性研究[D].湘潭:湖南科技大学,2020.