

文章编号: 1671-251X(2024)12-0059-08

DOI: 10.13272/j.issn.1671-251x.2024110076

# 厚直接顶作用下切顶深度对沿空留巷稳定性影响分析

王飞<sup>1</sup>, 王绪强<sup>1</sup>, 石新禹<sup>1</sup>, 许慧聪<sup>2</sup>

(1. 陕西陕煤黄陵矿业有限公司 一号煤矿, 陕西 黄陵 727307;

2. 西安科技大学 能源学院, 陕西 西安 710054)

**摘要:** 切顶卸压沿空留巷稳定性主要受切顶参数影响, 而厚直接顶作用下沿空巷道合理切顶参数的确定较为复杂。以陕西陕煤黄陵矿业有限公司一号煤矿 1009 工作面辅运巷为工程背景, 采用理论分析、数值计算及现场监测相结合的方法, 在明确巷道留设工艺为“补强支护+切顶卸压+巷旁支护+巷内临时支护”的基础上, 分析了厚直接顶作用下沿空留巷工艺流程及合理参数, 研究了切顶深度为 7.5, 8.5, 9.5 m 条件下工作面矿压显现规律及巷道应力和位移特征, 确定了沿空巷道合理切顶深度, 并通过现场监测确定了成巷效果。结果表明: 巷道切顶深度直接影响成巷效果, 切顶角度一定时, 切顶深度越接近于直接顶厚度, 垮落矸石对顶板支撑力越大, 岩层稳定性越强; 随着切顶深度增大, 工作面来压步距减小、来压强度降低, 巷道应力集中峰值和顶板位移下沉量减小; 确定切顶深度为 8.5 m, 此时留巷完成后巷道应力集中峰值和最大位移分别为 13.6 MPa、235 mm。现场监测结果显示, 进入正常留巷段后巷道最大下沉量为 252 mm, 让压锚索最大载荷为 412 kN, 格式支架最大工作阻力为 41.9 MPa, 巷道稳定性较好, 留巷效果显著。

**关键词:** 煤炭开采; 沿空留巷; 沿空巷道; 切顶卸压; 切顶深度; 厚直接顶; 巷道稳定性

中图分类号: TD353

文献标志码: A

Analysis of the effect of cutting depth under thick immediate roof on gob-side entry retaining stability

WANG Fei<sup>1</sup>, WANG Xuqiang<sup>1</sup>, SHI Xinyu<sup>1</sup>, XU Huicong<sup>2</sup>

(1. No.1 Coal Mine, Shaanxi Shanmei Huangling Mining Co., Ltd., Huangling 727307, China;

2. College of Energy Engineering, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China)

**Abstract:** The stability of gob-side entry retaining with roof cutting and pressure relief is primarily influenced by roof cutting parameters. However, determining appropriate cutting parameters for gob-side entry under the effect of a thick immediate roof is relatively complex. Taking the auxiliary transport roadway of the 1009 working face at No. 1 Coal Mine of Shaanxi Shanmei Huangling Mining Industry Co., Ltd. as the engineering background, a combination of theoretical analysis, numerical calculation, and field monitoring was employed in this study. Based on the understanding that the gob-side entry retaining process includes "reinforcement support, roof cutting and pressure relief, sidewall support, and temporary support within the roadway", the study analyzed the process and appropriate parameters of gob-side entry retaining under the effect of a thick immediate roof. It examined the mining pressure manifestation patterns, as well as the roadway stress and displacement characteristics under roof cutting depths of 7.5, 8.5, and 9.5 m, determining the reasonable roof cutting depth for the gob-side entry. Field monitoring was conducted to verify the effectiveness of the entry construction outcome. The results indicated that the cutting depth directly affected the entry construction outcome.

收稿日期: 2024-11-25; 修回日期: 2024-12-27; 责任编辑: 盛男。

基金项目: 国家自然科学基金青年项目(52404142)。

作者简介: 王飞(1986—), 男, 陕西高陵人, 高级工程师, 现主要从事矿井生产管理工作, E-mail: 364638724@qq.com。

引用格式: 王飞, 王绪强, 石新禹, 等. 厚直接顶作用下切顶深度对沿空留巷稳定性影响分析[J]. 工矿自动化, 2024, 50(12): 59-66.

WANG Fei, WANG Xuqiang, SHI Xinyu, et al. Analysis of the effect of cutting depth under thick immediate roof on gob-side entry retaining stability[J]. Journal of Mine Automation, 2024, 50(12): 59-66.



扫码移动阅读

When the cutting angle was fixed, the closer the cutting depth was to the thickness of the immediate roof, the greater the support force from the caving gangue to the roof, resulting in stronger stability of the rock strata. As the cutting depth increased, the step distance of the mining pressure decreased, the pressure intensity reduced, and the peak value of the stress concentration and roof subsidence displacement in the roadway reduced. The optimal cutting depth was determined to be 8.5 m, at which point the peak stress concentration and maximum displacement of the roadway after completion were 13.6 MPa and 235 mm, respectively. Field monitoring results showed that after entering the stable gob-side entry retaining section, the maximum subsidence of the roadway was 252 mm, the maximum load of the pressure-relief anchor cable was 412 kN, and the maximum working resistance of the stacking support was 41.9 MPa. The roadway stability was excellent, and the gob-side entry retaining effect was significant.

**Key words:** coal mining; gob-side entry retaining; gob-side entry; roof cutting and pressure relief; roof cutting depth; thick immediate roof; roadway stability

## 0 引言

近年来,随着煤炭开采技术及设备的快速发展,千万吨级矿井建设量显著增加,其开采面临的主要问题:一是传统长壁开采“121工法”煤炭资源浪费问题日益严重,矿井采掘失调现象突出;二是进入深部开采后,煤柱上方高集中应力易造成巷道围岩大变形,引发冲击地压等采场灾害<sup>[1-3]</sup>。为保障煤炭资源“绿色、低碳、安全、高效”开采,诸多矿井进行了沿空留巷无煤柱开采技术实践。

我国自20世纪五六十年代开展沿空留巷技术研究与应用,众多学者针对沿空留巷矿压规律、支护技术进行了大量研究。何满潮等<sup>[4-5]</sup>根据“软岩大变形理论”提出了巷道耦合支护原理,实现了支护一体化、荷载均匀化,完成了沿空巷道复合型变形机制向单一型的转换。华心祝等<sup>[6-7]</sup>采用理论力学和材料力学研究方法,建立了沿空留巷顶板力学模型,推导了巷旁支护阻力的计算公式,提出了巷旁密集支柱和锚索加强支护相联合的支护方法。费旭敏<sup>[8]</sup>分析了沿空留巷围岩控制机理,提出了锚杆索主动支护技术,合理选取了其支护形式和参数。李化敏等<sup>[9]</sup>通过大量工程实践发现沿空留巷顶板下沉方向明显向采空区侧倾斜,且靠采空区侧顶板下沉量为实体煤侧2倍左右,顶板下沉量随巷道宽度和悬顶距的增大呈正比增长。郭鹏飞<sup>[10]</sup>提出了巷旁支护体应具备强度大、增阻快、阻力大和可缩性特征,并与巷内支护系统共同维护巷道直接顶完整稳定。然而沿空巷道受工作面多次采掘扰动作用,顶板应变能大量积聚且难以释放,易导致巷道支护系统失效,诱发动力灾害,制约沿空留巷技术发展。

针对上述问题,我国学者提出了切顶卸压自动成巷无煤柱开采技术,其原理为沿巷道采空侧定向预裂切顶,切断顶板应力传递路径,减少留巷巷帮处

受工作面回采期间的动压影响。该技术已在许多煤矿成功应用,改善了巷道围岩应力环境,降低了支护体承受载荷,提升了沿空巷道的稳定性<sup>[11-16]</sup>。切顶卸压沿空留巷稳定性主要受切顶参数影响<sup>[17-20]</sup>,然而厚直接顶作用下沿空巷道合理切顶参数的确定较为复杂。

本文以陕西陕煤黄陵矿业有限公司一号煤矿1009工作面辅运巷为工程背景,采用理论分析、数值计算和现场监测相结合的方法,分析厚直接顶作用下不同切顶深度对沿空留巷稳定性的影响,从而确定巷道合理切顶深度,并通过现场监测确定成巷效果,为同类条件下沿空巷道的留设提供参考。

## 1 工程概况

黄陵一号煤矿地处陕西省黄陵侏罗纪煤田黄陵矿区东北部,位于陕西省黄陵县店头镇,井田南北长约23 km,东西宽约13 km,面积约184.17 km<sup>2</sup>。主采2号煤层,煤层中含1~2层夹矸,夹矸厚度为0.1~0.3 m,岩性主要为泥岩和炭质泥岩。煤层厚度为1.0~2.4 m,平均厚度为2.2 m,倾角为1~5°,层位稳定,结构简单,属近水平中厚煤层。直接顶为砂质泥岩,平均厚度为9.8 m,坚固性系数为2.6,岩层不稳且易垮落;基本顶为细粒砂岩,平均厚度为9.2 m,坚固性系数为4.2,岩层较为坚硬;直接底为泥岩,平均厚度为8.0 m,坚固性系数为2.0,岩层遇水膨胀易发生底鼓;基本底为细粒砂岩,平均厚度为8.3 m,坚固性系数为4.0。煤岩层综合柱状图如图1所示。

十盘区1009工作面埋深为305~432 m,平均埋深为400 m,走向长度为2 822 m,倾向长度为235 m。采用走向长壁综合机械化一次采全高采煤方法,双滚筒采煤机双向自主规划割煤,刮板输送机、转载机、带式输送机联合运煤,掩护式液压支架支护顶板,通风方式为“两进一回”(1009进风巷和1009辅

分组	柱状图	岩性	厚度/m	岩性描述
延安组	***** ***** ***** ***** ***** ***** — — — — — — — — — — — — — —	细粒砂岩 (基本顶)	9.2	深灰色，以石英、长石为主，较硬，具透镜状、波状层
	— — — — — — — — — — — — — — — — — — — —	砂质泥岩 (直接顶)	9.8	灰黑色，夹薄层状粉砂岩，透镜状层理，含植物化石碎片，薄层状
	煤(2号)	1.0~2.4 2.2		黑色半亮型煤，块状构造，粒状结构
	— — — — — — — — — — — — — —	泥岩 (直接底)	8.0	黑色，见水易膨胀，易风化，易破碎，含植物化石碎片
	***** ***** ***** ***** *****	细粒砂岩 (基本底)	8.3	灰绿色，以石英、长石为主，泥钙质胶结

图 1 煤岩层柱状图

Fig. 1 Stratigraphic column of coal seam and surrounding rock layers

运巷进风, 1009 回风巷排出污风)。为有效利用矿井煤炭资源、避免采掘失调现象, 工作面回采过程中对 1009 辅运巷采用切顶卸压自动成巷无煤柱开采技术将其保留下来, 作为下一工作面即 1010 工作面进风巷使用。工作面布置如图 2 所示。1009 辅运巷断面形状为矩形, 尺寸为  $5\ 200\text{ mm} \times 3\ 000\text{ mm}$ (长×宽), 断面积为  $15.6\text{ m}^2$ 。巷道掘进过程中顶板采用“锚索梁+锚杆”支护, 两帮采用锚杆支护, 并全断面挂设塑钢网, 巷道断面支护如图 3 所示。

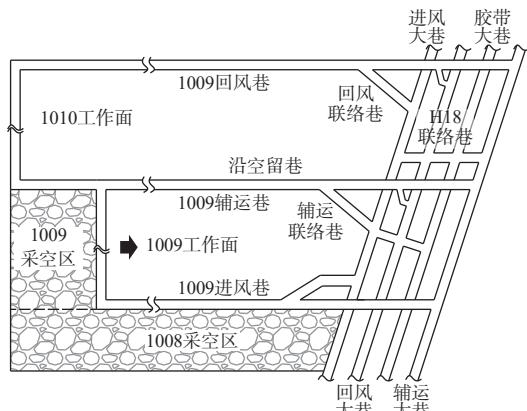


图 2 工作面布置

Fig. 2 Layout of working face

## 2 沿空巷道稳定性影响因素分析

## 2.1 沿空巷道留设工艺

1009辅运巷留设工艺为“补强支护+切顶卸压+巷旁支护+巷内临时支护”(图4),在巷道采空区侧定向切顶,实现自动成巷,巷旁支护挡矸,临时巷内支护确保顶板稳定性。沿空留巷主要工序如下。

1) 工作面回采前沿巷道近采空区侧顶板进行锚

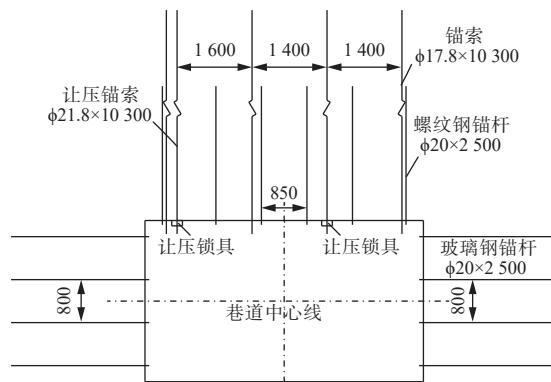
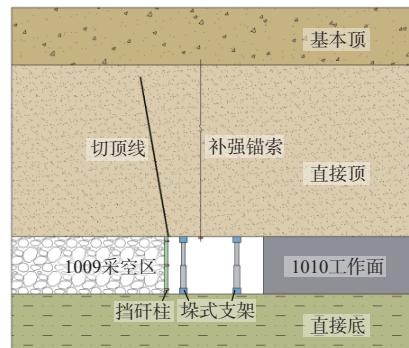
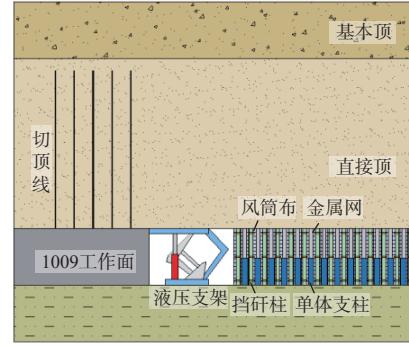


图 3 巷道断面支护

Fig. 3 Roadway cross-sectional support



(a) 沿巷道剖面图



(b) 沿工作面剖面图

图4 沿主雷巷布置

Fig. 1. Layout of geo site.

2) 确定巷道顶板切顶深度和角度参数, 设计单孔装药量、炮眼间距等预裂爆破参数, 形成巷道预裂切缝线。工作面回采后顶板能够及时充分垮落。

3) 工作面回采过程中, 及时采用“单体液压支柱+曲线挡矸柱+金属网+特制风筒布”联合巷旁支护方式, 在工作面后方使用垛式单元支架临时支撑顶板。

4) 工作面回采至留巷段围岩变形稳定后, 及时拉移后方垛式单元支架, 确保沿空巷道留设过程中临时支护段动态长度保持不变。

22 沿空巷道力学模型

切顶卸压自动成巷无煤柱开采技术的关键是巷道切顶参数的设计，主要与上覆岩层厚度及岩性有

关。当巷道直接顶较厚时,在基本顶未达到极限垮落步距时,直接顶破断后碎胀作用下能够有效充填采空区并支撑顶板,则切顶高度不大于直接顶厚度;当巷道直接顶较薄时,切顶高度取决于直接顶垮落后充填采空区程度和基本顶破断特征。根据文献[21-22]及现场岩层赋存条件,1009 辅运巷受厚直接顶作用,根据短臂梁理论建立沿空巷道力学模型,如图 5 所示。 $H_1$  为直接顶厚度, m;  $H_2$  为基本顶厚度, m;  $l$  为直接顶自煤壁深处断裂位置至切顶后断裂面上部的长度, m。

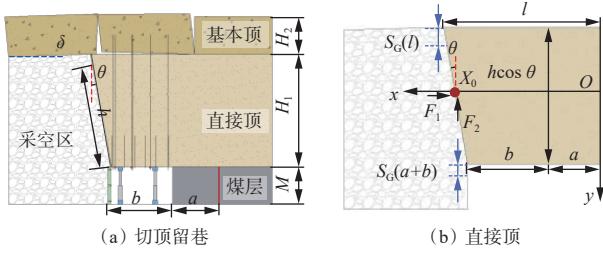


图 5 沿空巷道力学模型

Fig. 5 Mechanical model of gob-side entry

根据经验公式,顶板切顶深度为

$$h \geq \frac{M - \Delta S_1 - \Delta S_2}{K - 1} \quad (1)$$

式中:  $M$  为煤层厚度, 取 2.2 m;  $\Delta S_1$  为顶板下沉量, m;  $\Delta S_2$  为底鼓量, m;  $K$  为垮落矸石碎胀系数, 取 1.3~1.4。

根据生产经验得出  $h \geq 7.0$  m。

巷道直接顶切顶垮落后的基本顶随工作面推进发生周期性破断,能够有效接触采空区矸石,则基本顶任一点  $X$  处矸石的下沉量为

$$S_G(X) = S_J + L_X \sin \delta \quad (2)$$

式中:  $S_J$  为基本顶破断处垂直下沉量, m;  $L_X$  为  $X$  点与基本顶破断处距离, m;  $\delta$  为破断块旋转角度, (°)。

对于图 5(a)中的直接顶,取其隔离体进行力学分析,如图 5(b)所示。直接顶最上方和最下方处矸石的下沉量分别为  $S_G(l)$  和  $S_G(a+b)$ ,其平均下沉量作用于直接顶水平中轴线处,即  $x$  轴位置,则  $x$  轴与切顶线交点  $X_0$  的坐标值为

$$x_0 = S_J + (a+b) \sin \delta + \frac{h \cos \theta}{2} \tan \theta \sin \delta \quad (3)$$

式中:  $a$  为煤体极限平衡区宽度, m;  $b$  为巷道宽度, m;  $\theta$  为切顶角度, (°)。

垮落矸石对直接顶在  $X_0$  处的垂直支撑力为

$$F_2 = k x_0 = k \left[ S_J + (a+b) \sin \delta + \frac{h \cos \theta}{2} \tan \theta \sin \delta \right] \quad (4)$$

式中  $k$  为垮落矸石对顶板的支撑系数, kN/m。

若矸石压缩量在顶板下沉过程中处于极限平衡

状态,则其对直接顶在  $X_0$  处的水平支撑力近似为

$$F_1 = F_2 \tan^2 \left( 45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right) - 2c \tan \left( 45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right) \quad (5)$$

式中:  $\varphi$  为垮落矸石内摩擦角, (°);  $c$  为垮落矸石内力, kN。

从上述分析可知,切顶深度需不小于 7.0 m,且切顶深度越大,垮落矸石对直接顶的支撑力越大,直接顶的稳定性越好,同时对于巷道倾向“垮落矸石-巷旁支护体-煤壁”承载结构,垮落矸石水平支撑力越大,巷旁支护体所需强度越大。因此,在满足切顶后岩层稳定的前提下,确定合理的切顶深度对沿空巷道稳定性具有重要作用。

### 2.3 不同切顶深度下工作面矿压特征

根据理论分析结果及邻近盘区试验段沿空留巷工业性实验结果,自工作面切眼沿走向 200 m 范围内分别采用 7.5, 8.5, 9.5 m 3 种切顶深度方案,切顶角度均为 10°。现场矿压监测结果如图 6 所示,表明不同切顶深度方案下工作面支架工作阻力大小相异,周期来压步距不一。切顶深度为 7.5 m 时,支架工作阻力及来压步距明显较大,最大支架工作阻力为 41.6 MPa,周期来压步距为 13.3~17.6 m,来压间隔为 25~33 h。切顶深度为 8.5 m 时,来压强度明显降低,最大支架工作阻力为 39.8 MPa,周期来压步距为 12.8 m,来压间隔约为 24 h。切顶深度为 9.5 m 时,最大支架工作阻力为 39.2 MPa,周期来压步距为 11.2~12.8 m,来压间隔为 22~24 h。综合比较,切顶深度越大,来压步距越小,来压强度越低,同时考虑到现场施工难易及施工效率等问题,当切顶深度为 8.5 m 时支架工作阻力合理,来压步距较小,其满足安全生产要求。

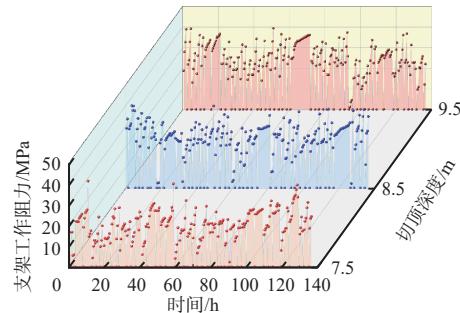


图 6 不同切顶深度工作面矿压监测结果

Fig. 6 Mining pressure monitoring results for working face at different roof cutting depths

## 3 沿空巷道稳定性数值模拟

### 3.1 数值计算模型

为分析巷道切顶卸压后稳定性特征,根据黄陵一号煤矿 2 号煤层 1009 工作面辅运巷赋存条件及煤

岩与支护体物理力学参数(表1),采用有限差分法数值模拟软件FLAC<sup>3D</sup>及外置建模软件Rhino,建立数值计算模型(图7),在模型顶板处预制切缝,巷道内嵌入单体液压支柱及曲线挡矸柱巷旁支护体和垛式支架临时支护体。模型尺寸为55 m×25 m×66 m(长×宽×高),沿y轴正方向掘进巷道,对模型支护体采用各向同性弹性本构模型,其余煤岩体部分采用Mohr-Coulomb本构模型,应变模式为大应变变形模式,模型上部施加8.5 MPa均匀荷载等效350 m上覆岩层,其余各面进行位移约束。模型由5 425 174个单元组成,包括913 341个节点。

为模拟1009辅运巷留巷后支护效果,模型计算主要过程:①初始平衡后开挖巷道,完成后对巷道赋原始支护参数并计算至模型平衡。②对预制切缝进行开挖后再次计算至模型平衡。③巷道赋补强支护参数后进一步计算至模型平衡。④对巷旁支护体及临时支护体赋予强度参数,最后计算至模型平衡后完成沿空留巷过程。

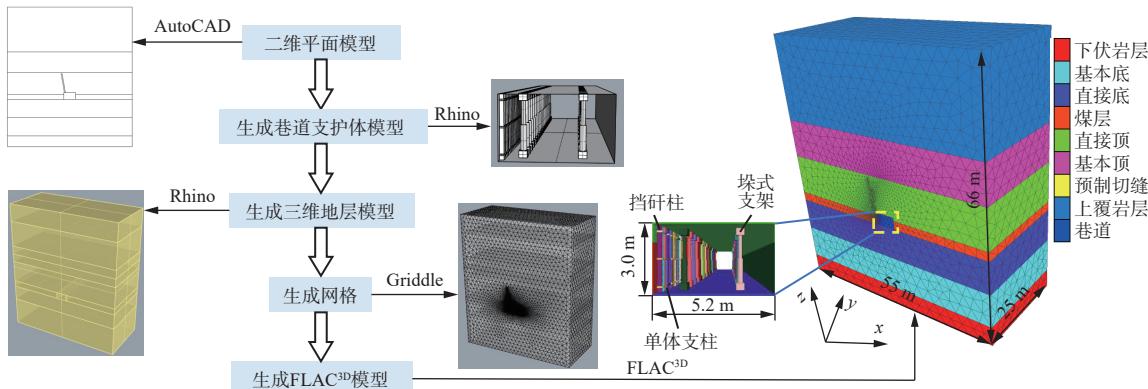


图7 数值计算模型

Fig. 7 Numerical calculation model

### 3.2 巷道不同切顶深度下应力和位移特征

沿空巷道不同切顶深度下应力和位移特征如图8所示。可看出巷道均在实体煤侧近处、采空区侧远处形成应力集中现象,且实体煤侧应力集中程度较大,采空区侧垂直位移变化明显。从图8(a)可看出,当切顶深度为7.5 m时,采空区侧垂直应力集中程度和顶板垂直位移最大,垂直应力峰值为15.5 MPa,最大垂直位移为433 mm。从图8(b)可看出,当切顶深度为8.5 m时,巷道两侧垂直应力集中区域减小,垂直应力峰值为14.8 MPa,最大垂直位移为338 mm。从图8(c)可看出,当切顶深度为9.5 m时,巷道两侧垂直应力集中区域进一步减小,垂直应力峰值为14.5 MPa,最大垂直位移为306 mm。上述分析表明,随着切顶深度增大,巷道帮部应力峰值和顶板位移减小。当沿空巷道切顶深度为9.5 m时,较切顶深度为7.5 m时的垂直应力峰值和最大垂直位移分别减

表1 煤岩及支护体物理力学参数  
Table 1 Physical and mechanical parameters of coal rock and support body

名称	密度/ (kg·m <sup>-3</sup> )	体积模量/ GPa	剪切模量/ GPa	抗拉强度/ MPa	黏聚力/ MPa	内摩擦角/ (°)
上覆岩层	2 550	4.15	3.80	0.71	1.30	33.0
基本顶	2 470	4.20	3.30	0.66	1.17	34.0
直接顶	2 160	3.30	2.56	0.57	0.86	34.0
预制切缝	2 160	3.30	2.56	0.57	0.86	34.0
煤层	1 350	2.40	1.20	0.33	0.78	28.0
直接底	2 530	3.40	2.70	0.65	0.93	37.0
基本底	2 420	4.10	2.90	0.68	1.05	37.5
下伏岩层	2 710	4.60	3.50	0.72	1.20	38.0
巷旁支护体	2 700	5.20	4.30	0.65	1.43	32.0
临时支护体	2 460	6.40	4.80	0.52	1.63	40.0

小了1.0 MPa和127 mm,减小程度较大;较切顶深度为8.5 m时的垂直应力峰值和最大垂直位移分别减小了0.3 MPa和32 mm,减小程度相对较小。同时结合2.3节中邻近盘区试验段沿空留巷工作面矿压监测结果,综合确定1009辅运巷切顶深度为8.5 m。

### 3.3 巷道留设完成后应力和位移特征

沿空巷道切顶深度为8.5 m、切顶角度为10°时,其留设完成后应力和位移特征如图9所示。可看出:①巷道采用挡矸柱、单体液压支柱等巷旁支护及垛式支架临时支护后,相较于未支护条件下,巷道在实体煤侧应力集中区域逐渐向深部煤体转移,采空区侧应力集中程度降低,应力集中范围减小,垂直应力峰值为13.6 MPa。②支护后顶板垂直位移等值线顺时针向巷道中轴线偏移,采空区侧与实体煤侧顶板下沉量差值缩小,巷道顶板向采空区侧偏转现象得到改善,最大垂直下沉量为235 mm。

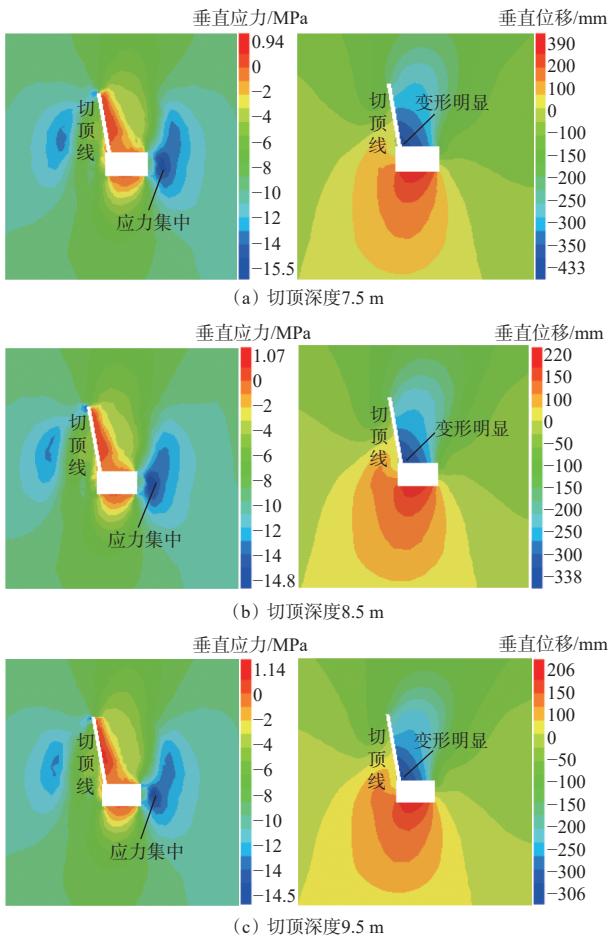


图 8 沿空巷道不同切顶深度下应力和位移特征

Fig. 8 Stress and displacement characteristics of gob-side entry at different roof cutting depths

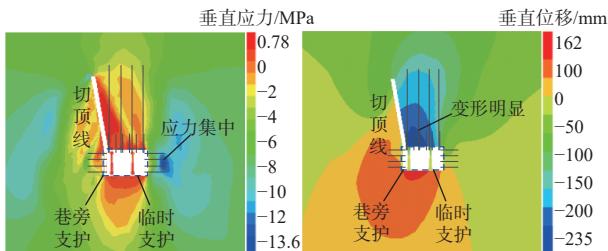


图 9 留巷完成后应力和位移特征

Fig. 9 Stress and displacement characteristics after completion of gob-side entry retaining

以上分析表明,切顶深度对沿空巷道稳定性影响显著,巷旁支护和临时支护可有效控制巷道变形破坏特征。采用切顶深度8.5 m时,巷道留设完成后成巷效果较好。

## 4 现场监测及应用效果

### 4.1 监测方案

1009 辅运巷采用切顶深度8.5 m、切顶角度10°的切顶留巷方案。为对比分析留巷效果,在距切眼120, 240 m位置共布置2个测站,测站1位于切顶试验段,测站2位于正常留巷段。通过2个测站所

监测巷道断面的顶板下沉量、让压锚索载荷及垛式支架工作阻力等情况,反映沿空留巷稳定性特征。沿空巷道监测布置如图10所示。

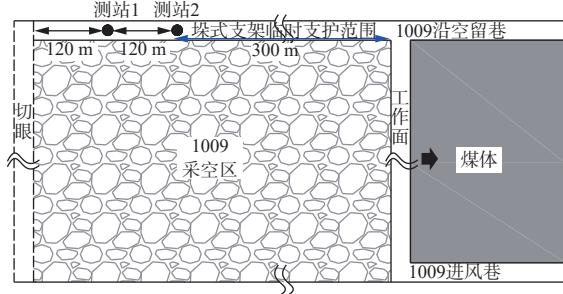


图 10 沿空巷道监测布置

Fig. 10 Monitoring layout of the gob-side entry

### 4.2 监测结果分析

#### 4.2.1 顶板下沉量

通过在采空区侧顶板和实体煤侧顶板布置测线监测顶板下沉量,结果如图11所示。可看出采空区侧顶板下沉量明显大于实体煤侧,且随工作面推进均呈先增大后基本不变的趋势,在滞后工作面200~250 m距离后下沉量基本保持不变。其中测站1采空区侧顶板最大下沉量为319 mm,实体煤侧最大下沉量为234 mm;测站2采空区侧顶板最大下沉量为252 mm,实体煤侧最大下沉量为234 mm。表明进入正常留巷区域后顶板规律性垮落,采空区侧顶板下沉量减小,留巷效果明显。

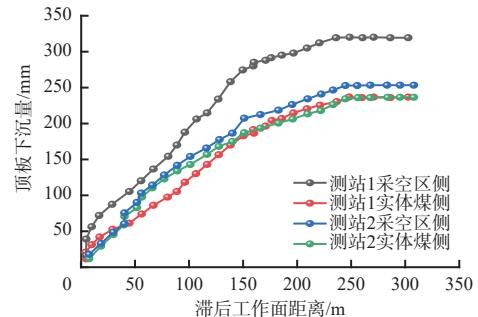


图 11 顶板下沉量变化曲线

Fig. 11 Displacement variation curves of roof subsidence

#### 4.2.2 让压锚索受力

让压锚索的受力形态一定程度上反映出巷道的矿压显现特征,通过安装锚索测力计提取监测数据,绘制让压锚索载荷变化曲线,如图12所示。可看出锚索载荷在超前工作面30 m至滞后工作面50 m范围内变化幅度较大,随即趋于平缓,测站1、测站2锚索载荷分别达412, 382 kN后基本不再变化,说明锚索受力情况处于其极限承载能力内,且留巷稳定后采空区顶板垮落对巷道影响不断减小,让压锚索受力减少,对巷道顶板锚固作用不断增强。

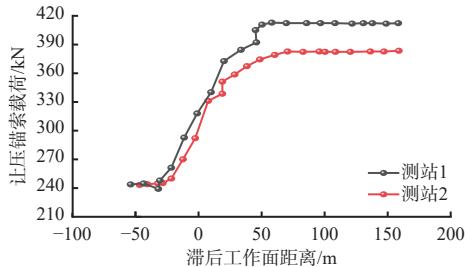


图 12 让压锚索载荷变化曲线

Fig. 12 Load variation curves of yielding anchor cable

#### 4.2.3 塔式支架工作阻力

测站 2 位于塔式支架临时支护范围内,通过读取采空区侧和实体煤侧塔式支架液压表,获得塔式支架工作阻力变化曲线,如图 13 所示。可看出巷道顶板两侧塔式支架工作阻力变化趋势基本一致,整体划分为快速增长阶段、缓慢增长阶段及稳定阶段。其中采空区侧与实体煤侧塔式支架滞后工作面 65~75 m 时工作阻力上升明显,滞后工作面 95~105 m 时工作阻力基本稳定,最大工作阻力分别为 41.9, 40.4 MPa。进入正常留巷阶段后,采空区侧支架工作阻力略大于实体煤侧,同时支架工作阻力未超过塔式支架阈值,巷道稳定性较好。

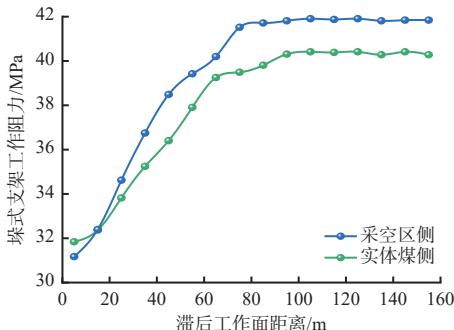


图 13 塔式支架工作阻力变化曲线

Fig. 13 Variation curves of working resistance of stacking support

## 5 结论

1) 1009 辅运巷留巷工艺为“补强支护+切顶卸压+巷旁支护+巷内临时支护”,切顶深度直接影响留巷效果。厚直接顶作用下,切顶深度越接近于直接顶厚度,垮落矸石对顶板支撑力越大,岩层稳定性越强,但同时增大了巷旁支护体承载强度。

2) 巷道切顶深度分别为 7.5, 8.5, 9.5 m 时,随着切顶深度增大,工作面来压步距减小、来压强度降低,巷道应力集中峰值、顶板位移下沉量减小。结合实际施工效率确定切顶深度为 8.5 m,留巷完成后垂直应力峰值与顶板最大下沉量分别为 13.6 MPa 和 235 mm,留巷效果显著。

3) 现场监测结果显示,进入正常留巷段后巷道顶板下沉量可控,最大位移为 252 mm,让压锚索锚

固作用明显,最大载荷为 412 kN,塔式支架压力稳定,最大工作阻力为 41.9 MPa,支护系统有效,巷道稳定性较好。

## 参考文献(References):

- [1] 中国煤炭工业协会. 2022 煤炭行业发展年度报告[R]. 北京: 中国煤炭工业协会, 2023.
- [2] 刘峰, 郭林峰, 赵路正. 双碳背景下煤炭安全区间与绿色低碳技术路径[J]. 煤炭学报, 2022, 47(1): 1-15.  
LIU Feng, GUO Linfeng, ZHAO Luzheng. Research on coal safety range and green low-carbon technology path under the dual-carbon background[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(1): 1-15.
- [3] 王国法, 庞义辉, 许永祥, 等. 厚煤层智能绿色高效开采技术与装备研发进展[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(5): 882-893.  
WANG Guofa, PANG Yihui, XU Yongxiang, et al. Development of intelligent green and efficient mining technology and equipment for thick coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(5): 882-893.
- [4] 何满潮, 齐干, 程骋, 等. 深部复合顶板煤巷变形破坏机制及耦合支护设计[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(5): 987-993.  
HE Manchao, QI Gan, CHENG Cheng, et al. Deformation and damage mechanisms and coupling support design in deep coal roadway with compound roof[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(5): 987-993.
- [5] 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.  
HE Manchao. Theory and engineering practice for non-pillars mining with automagical entry formation and 110 mining method[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(5): 869-881.
- [6] 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.  
HUA Xinzhu. Development status and improved proposals on gob-side entry retaining support technology in China[J]. Coal Science and Technology, 2006, 34(12): 78-81.
- [7] 华心祝, 李琛, 刘啸, 等. 再论我国沿空留巷技术发展现状及改进建议[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 128-145.  
HUA Xinzhu, LI Chen, LIU Xiao, et al. Current situation of gob-side entry retaining and suggestions for its improvement in China[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(1): 128-145.
- [8] 费旭敏. 我国沿空留巷支护技术现状及存在的问题探

- 讨 [J]. 中国科技信息, 2008(7): 48-49, 51.
- FEI Xumin. The status-quo of support technology on gob-side entry retaining laneway and existing problem discussion [J]. China Science and Technology Information, 2008(7): 48-49, 51.
- [9] 李化敏, 顾明, 周英, 等. 晋城矿区 9 号煤沿空留巷试验研究 [J]. 焦作工学院学报(自然科学版), 2000, 19(2): 90-93.
- LI Huamin, GU Ming, ZHOU Ying, et al. A study of gob-side entry of coal No. 9 in Jincheng Coal Mining Area [J]. Journal of Jiaozuo Institute of Technology (Natural Science), 2000, 19(2): 90-93.
- [10] 郭鹏飞. 延安禾二矿切顶卸压沿空留巷无煤柱开采研究及应用 [D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2018.
- GUO Pengfei. Study and application on gob-side entry retaining by roof cut and pressure relief in Hecaogou Coal Mine in Yan'an [D]. Beijing: China University of Mining and Technology-Beijing, 2018.
- [11] 张国锋, 何满潮, 俞学平, 等. 白皎矿保护层沿空切顶成巷无煤柱开采技术研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2011, 28(4): 511-516.
- ZHANG Guofeng, HE Manchao, YU Xueping, et al. Research on the technique of no-pillar mining with gob-side entry formed by advanced roof caving in the protective seam in Baijiao Coal Mine [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2011, 28(4): 511-516.
- [12] 刘小强, 张国锋. 软弱破碎围岩切顶卸压沿空留巷技术 [J]. 煤炭科学技术, 2013, 41(增刊 2): 133-134.
- LIU Xiaoqiang, ZHANG Guofeng. Technology of roof cutting pressure relief gob-side entry retaining in soft fractured stratum [J]. Coal Science and Technology, 2013, 41(S2): 133-134.
- [13] 王维维, 李凤义, 兰永伟. 切顶卸压沿空留巷技术研究及应用 [J]. 黑龙江科技大学学报, 2014, 24(1): 20-23.
- WANG Weiwei, LI Fengyi, LAN Yongwei. Study on and application of pressure relief by roof cutting on gob-entry retaining [J]. Journal of Heilongjiang University of Science and Technology, 2014, 24(1): 20-23.
- [14] 黄子明, 黄光平, 周军, 等. 杉木树煤矿切顶卸压沿空成巷无煤柱开采技术应用研究 [J]. 科技创新导报, 2013, 10(7): 67-68.
- HUANG Ziming, HUANG Guangping, ZHOU Jun, et al. Study on non-pillar mining technology of pressure relief by roof cutting in the roadway formed along gob of Shanmushu Mine [J]. Science and Technology Innovation Herald, 2013, 10(7): 67-68.
- [15] 杨威, 周谢康, 祖自银, 等. 中厚煤层坚硬顶板切顶卸压自成巷切顶效果及应用研究 [J]. 煤炭工程, 2021, 53(11): 48-52.
- YANG Wei, ZHOU Xiekang, ZU Ziyin, et al. Application of gob-side entry retaining through roof cutting pressure releasing in medium-thick coal seam with hard roof [J]. Coal Engineering, 2021, 53(11): 48-52.
- [16] 刘兵晨, 秦建飞, 许向前. 综放工作面沿空留巷支护结构优化 [J]. 矿业安全与环保, 2022, 49(4): 187-193.
- LIU Bingchen, QIN Jianfei, XU Xiangqian. Support structure optimization of gob-side entry retaining in fully mechanized caving face [J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2022, 49(4): 187-193.
- [17] 李小鹏, 刘少伟, 付孟雄, 等. 密集钻孔切顶卸压关键参数影响因素研究及应用 [J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(12): 243-253.
- LI Xiaopeng, LIU Shaowei, FU Mengxiong, et al. Research and application of influencing factors of key parameters of roof cutting and pressure relief by dense drilling [J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(12): 243-253.
- [18] 胡超文, 王俊虎, 何满潮, 等. 中厚煤层切顶卸压无煤柱自成巷技术关键参数研究 [J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(4): 117-123.
- HU Chaowen, WANG Junhu, HE Manchao, et al. Study on key parameters of self-formed roadway without coal pillar by roof cutting and pressure relief in medium and thick coal seam [J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(4): 117-123.
- [19] 孙晓明, 刘鑫, 梁广峰, 等. 薄煤层切顶卸压沿空留巷关键参数研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33(7): 1449-1456.
- SUN Xiaoming, LIU Xin, LIANG Guangfeng, et al. Key parameters of gob-side entry retaining formed by roof cut and pressure releasing in thin coal seams [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(7): 1449-1456.
- [20] 汤建泉, 霍雪峰, 杨华富, 等. 沿空切顶成巷段巷道围岩变形规律研究 [J]. 矿业安全与环保, 2020, 47(1): 40-44.
- TANG Jianquan, HUO Xuefeng, YANG Huafu, et al. Study on deformation law of surrounding rock in gob-side entry retaining formed by roof fracturing [J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2020, 47(1): 40-44.
- [21] 许旭辉, 何富连, 吕凯, 等. 厚层坚硬顶板切顶留巷合理切顶参数 [J]. 煤炭学报, 2023, 48(8): 3048-3059.
- XU Xuhui, HE Fulian, LYU Kai, et al. Research on reasonable cutting roof parameters of gob side entry retaining by roof cutting in thick and hard roof [J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(8): 3048-3059.
- [22] 李利峰. 切顶成巷“短臂梁”效应及层状顶板运动规律研究 [D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2021.
- LI Lifeng. The effect of "short arm beam" and the movement rule of layered roof in roadway formed by cutting roof [D]. Beijing: China University of Mining and Technology-Beijing, 2021.