

理论研究

# 近距离煤层群下位煤层沿空留巷围岩 稳定性控制技术研究

Research on the Stability Control Technology of the Perimeter Rock in the Lower Coal Seam  
of the Close Coal Seam Group Along the Air Retaining Tunnel

张国桥<sup>1</sup>, 吴祥业<sup>2</sup>, 王 帅<sup>2</sup>, 丁凯强<sup>2</sup>

(1. 国家能源集团乌海能源有限责任公司, 内蒙古 乌海 016040;

2. 内蒙古科技大学矿业与煤炭学院, 内蒙古 包头 014010)

**摘要:**针对近距离煤层群下位煤层沿空留巷围岩稳定性控制问题,以黄白茨煤矿0213上201工作面沿空留巷为工程背景,采用理论分析、数值模拟及工业性验证方法,分析了近距离煤层沿空留巷覆岩结构特征,计算得到了沿空留巷巷旁支护体所需最小阻力,模拟分析了有无上覆采空区遗留煤柱情况下沿空留巷围岩应力及塑性区分布特征。研究结果表明:①巷旁支护体主要承担巷旁支护体外暴露岩层、上下煤层垮落带岩层自重,巷旁需要提供的支护阻力不能低于7 525.4 kN;②获得了两种情况下巷旁支护体宽度技术参数,距开切眼0~260 m沿空留巷,选用1.2 m宽度巷旁支护体,距开切眼260~1 250 m沿空留巷,选用1.0 m宽度巷旁支护体,可满足支护需求;③提出沿空留巷围岩稳定控制方法及参数,并对所提出的方案进行工业验证,整个巷道服务期间未发生冒顶、垮帮、锚杆索支护失效等现象,巷道围岩控制效果良好,围岩变形量始终小于250 mm,保证了工作面安全高效开采,该方案对解决同类工程条件下沿空留巷围岩稳定控制问题具有一定实际意义。

**关键词:**近距离煤层;沿空留巷;数值模拟;围岩控制;支护阻力

中图分类号:TD353

文献标志码:A

文章编号:1672-609X(2025)05-0071-09

**Abstract:** In response to the problem of controlling the stability of the perimeter rock along the air-retained roadway in the lower coal seams of the close group of coal seams, taking the open channel along the 201 working face of the 0213 working face of the Huangbaizi coal mine as the engineering background, the theoretical analysis, numerical simulation and industrial validation methods were used to analyze the structural characteristics of the overlying rocks along the open channel of the near coal seam, to obtain the minimum resistance required for the support body along the open channel, and to simulate the distribution characteristics of stress and plasticity zones of perimeter rock under the situation of the coal pillars with or without the coal columns left behind from the overlying mine airspace area. The simulation analyzed the distribution characteristics of the surrounding rock stress and plastic zone in the case of overlying coal pillars with or without overburdened mine openings. The research results show that: ① the roadside support body mainly bear the roadside support body outside the exposed rock layer, the upper and lower coal seam collapse zone rock self-weight, the roadside need to provide support resistance can not be less than 7 525.4 kN. ② obtained two cases of the roadside support body width technical parameters, from the eye of the opening 0-260 m along the open space to stay along the road, the choice of 1.2 m width of the roadside support, from the eye of the opening 260-1 250 m along the empty space to stay, the choice of 1.0 m width, the choice of 1.0 m width. Along the empty lane from 0-260 m from the open cutting eye, 1.2 m width roadside support body is selected, and 260-1 250 m from the open cutting eye, 1.0 m width roadside support body is selected, which can meet the support demand. ③ Propose the method and parameter of perimeter rock stability control along the empty stay lane, and carry out industrial verification of the proposed program, the entire service period of the lane did not occur during the phenomenon of roofing, collapsing gangs, anchor rods and cables support failure, etc., the effect of the lane perimeter rock control is good, the amount of deformation of the perimeter rock has always been less than

[作者简介] 张国桥(1973—),男,高级工程师,主要从事采煤技术等方面研究工作。

[引用格式] 张国桥,吴祥业,王帅,等. 近距离煤层群下位煤层沿空留巷围岩稳定性控制技术研究[J]. 中国矿山工程,2025,54(5):71-79.

250 mm, to ensure that the working face of the safe and efficient mining, the program has certain practical significance for solving the problem of perimeter rock stability control of the stay lane along the empty stay lane in the conditions of the same kind of project. This program has certain practical significance for solving the problem of stability control of perimeter rock in similar projects.

**Key words:** proximity to coal seams; retention along voids; numerical simulation; surrounding rock control; support resistance

## 1 前言

沿空留巷技术作为一种重要的无煤柱开采技术,以提高煤炭采出率、优化通风、掘进率低以及缓解采掘接续紧张等优点,在我国矿井中得到广泛应用<sup>[1-3]</sup>。近距离煤层下行开采时,由于相邻煤层间距较小,在上覆采空区、遗留煤柱以及本工作面采动叠加影响下,下煤层沿空留巷围岩应力重新分布,巷旁支护阻力也随之发生变化,是导致近距离煤层下煤层沿空留巷围岩大变形发生的本质原因<sup>[4-8]</sup>,巷道矿压显现剧烈、支护体失效严重、冒顶等事故时有发生,严重影响矿井安全生产,是制约煤炭高效生产的重大难题。

近年来,国内外众多学者围绕沿空留巷围岩变形破坏机理及控制技术进行了大量研究和探讨<sup>[9]</sup>。李季等<sup>[10]</sup>对倾斜煤层采空区垮落矸石充填分区长度进行量化,研究了倾斜煤层沿空留巷围岩应力及塑性区分布形态演化特征。史先影等<sup>[11]</sup>通过构建沿空留巷围岩力学模型,并模拟分析了二次采动巷道上覆岩层应力变化情况,探讨了二次开采沿空留巷围岩变形机理。贾后省等<sup>[12]</sup>分析了大倾角煤层采空区碎石柱形成规律与承载特性,揭示了碎石柱对大倾角煤层沿空留巷稳定性影响机制。

基于上述理论和技术研究,为解决近距离煤层采空区下沿空留巷围岩稳定技术难题,以乌海能源集团黄白茨煤矿 0213 上 201 工作面运输巷柔膜混凝土沿空留巷为工程背景,理论分析近距离煤层沿空留巷覆岩运移规律和巷旁支护阻力,研究上覆采空区遗留煤柱影响下不同宽度巷旁支护体巷道围岩应力及塑性区分布特征,以探寻黄白茨煤矿 0213 上 201 工作面运输巷沿空留巷技术方法,对解决同类工程条件下沿空留巷围岩稳定控制问题提供技术指导。

## 2 工程概况及巷道围岩破坏特征

### 2.1 工程概况

乌海能源黄白茨煤矿 13 上 2 层煤为矿井现开采煤层,煤层倾向  $5^{\circ} \sim 10^{\circ}$ ,平均厚度 1.4 m,不含夹矸,距上部 12 层煤 14.02 m,距下部 13 层煤 16.5

m,属不稳定的缓倾斜煤层。0213 上 201 走向长 1 250 m,倾向长 236 m,工作面开采深度 214.3 ~ 239 m,采用走向长壁后退式采煤法,全部垮落法管理顶板。工作面上覆 021201、021203 采空区,遗留煤柱宽度 20 m,层间距约 14 m,属近距离煤层下行开采。0213 上 201 工作面运输巷沿空留巷,设计断面为矩形,宽  $\times$  高 = 4 000  $\times$  2 600 mm,待 0213 上 201 工作面开采结束后,此条巷道作回风巷道为 0213 上 203 工作面服务。上下煤层工作面、巷道布置平面图如图 1 所示,13 上 2 煤层顶底板岩性赋存情况见表 1。

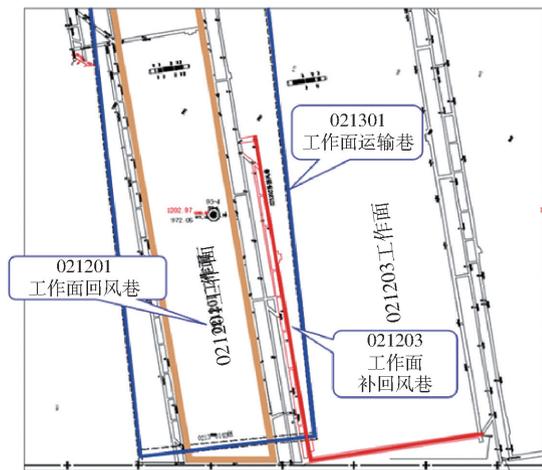


图 1 上下煤层工作面、巷道布置平面图

表 1 13<sup>上2</sup>煤层顶底板岩性特征表

顶底板	岩石名称	厚度/m	岩性特征
基本顶	砂质页岩	2.0 ~ 4.49	灰色,由黏土及粉砂组成,致密性脆
直接顶	泥岩、粉砂岩	8.0 ~ 8.72	深灰色,致密性脆,夹灰色细砂成分
直接底	砂质泥岩	2.58 ~ 5.0	深灰色,条带状,夹薄层状细砂岩

### 2.2 巷道围岩破坏特征

现场在 0213 上 201 运输巷观测发现,留巷 30 ~ 60 m,随工作面推进,采空区顶板随采随落,根据矿压监测情况,此阶段回采工作面直接顶垮落,基本顶破断,引起 12 煤采空区及上覆岩层应力重新分布,使得此范围内本煤层与上煤层覆岩应力叠加,工作面支架支撑阻力增大,导致留巷墙体底板出来台阶

离层显现,沿空留巷巷内压力异常增大,伴随副帮片帮、墙体剪切、台阶碎裂现象,引起留巷巷旁支护侧顶板下沉,巷道顶板离层,滞后支护钢梁压弯。根据对0213上201工作面留巷巷道的持续观测,此阶段现象一般在滞后采煤工作面0~60 m发生。留巷初期采空区及巷道情况如图2所示。



图2 留巷初期采空区及巷道情况

### 3 近距离煤层沿空留巷覆岩结构特征与巷旁支护阻力计算

#### 3.1 下煤层开采覆岩结构特征分析

12号煤层回采完毕后,上覆直接顶冒落,基本顶发生断裂,形成传递岩梁结构,与上方未断裂的岩层发生离层。在13上2号煤层开采时,冒落和断裂的岩层将压在13上2号煤层沿空留巷巷旁支护体上。基于上述分析,计算12号煤层垮落带高度、直接顶及基本顶冒落范围,获得12号煤层回采后覆岩破坏范围。

(1)垮落带高度。近距离煤层采空区下行开采,其上覆岩层结构发生变化,12号煤层垮落带高度计算如式(1)。

$$H_k = \frac{100h}{c_1 h + c_2} \quad (1)$$

式中, $H_k$ 为垮落带高度,m; $h$ 煤层厚度,取4.6 m; $c_1$ 、 $c_2$ 为与顶板岩性有关的参数。垮落带高度与煤层开采厚度和直接顶强度相关,12号煤层直接顶为砂质泥岩,属软弱岩层  $c_1$ 取6.2,  $c_2$ 取32。计算得到12号煤层垮落带高度  $H_k$ 为7.6 m。

(2)直接顶冒落范围。12号煤层冒落厚度计算如式(2)。

$$H_m = \frac{h}{K_p - 1} \quad (2)$$

式中: $H_m$ 为直接顶冒落厚度,m; $K_p$ 为岩层碎胀系数,取1.7。计算得到12号煤层直接顶冒落厚度  $H_m$ 为6.6 m。

依据12号、13<sup>上2</sup>号煤层开采高度、顶板岩性及厚度,可得到下煤层开采过程中覆岩结构特征如图3所示。

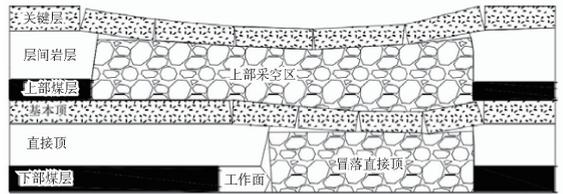


图3 下煤层开采覆岩结构特征

#### 3.2 0213<sup>上2</sup>01工作面沿空留巷巷旁支护阻力计算

根据上文中下煤层开采沿空留巷覆岩结构特征分析可知,下煤层沿空留巷过程中,巷旁支护体需要控制上煤层开采后覆岩冒落在充填体侧的重量,以及下煤层开采过程中的覆岩自重。在该覆岩结构位态下,岩梁自重由巷旁支护体和实体煤帮共同承担,巷旁支护体所需承担的支承压力较小。巷旁支护体采用具有高强支护作用的柔膜混凝土墙体,可有效控制基本旋转和沉降。

基于以上分析,下煤层开采过程中覆岩运移范围确定是计算巷旁支护体支承压力的前提条件。根据0213上201工作面沿空留巷覆岩结构特征分析可知,0213上201工作面开采后,层间14 m厚的砂质泥岩和煤层存在自由活动空间,使得该层岩体冒落在采空区,属于下煤层垮落带范畴;上煤层直接顶为32 m厚砂质泥岩,垮落带高度为7.6 m,基本顶不足以垮落,该岩层将形成断裂铰接岩梁结构,由于其距沿空留巷较远,其传递的应力将主要作用于巷旁实体煤帮,可忽略其对巷旁充填体的作用。故0213上201工作面沿空留巷上方覆盖层间14 m岩层和上煤层7.6 m范围垮落带部分,由巷旁支护体承担,所需支承压力见式(3)。

$$F = \frac{1}{2}\sigma L = \frac{1}{2}L \sum_{i=1}^n K_x \gamma_i m_i \quad (3)$$

式中, $F$ 为巷旁支承压力,kN; $\sigma$ 为上覆岩层结构位态下岩层自重载荷,MPa; $L$ 为巷旁支护体外外露长度,最小取1 m,最大取一个周期来压步距13.4 m计算; $K_x$ 为应力集中系数,取2.0, $\gamma_i$ 为岩层容重,取26 kN/m<sup>3</sup>; $m_i$ 为上覆岩层结构位态下岩层厚度,21.6 m。

将上述参数代入公式(3)中,可计算巷旁支承压力  $F_{\min} = 561.6 \text{ kN}$ ,  $F_{\max} = 7\,525.4 \text{ kN}$ 。

综上所述,本着安全理念考虑,巷旁需要提供的支护阻力不能低于  $7\,525.4 \text{ kN}$ 。

### 4 近距离煤层沿空留巷围岩塑性区及应力分布特征

#### 4.1 数值模拟构建

以黄白茨煤矿 13 上 2 号煤层及 12 号煤层各工作面地质条件为基础,建立 FLAC3D 三维数值模型,采用 Mohr-Coulomb 本构关系,尺寸为  $300 \text{ m} \times 100 \text{ m} \times 80 \text{ m}(x \times y \times z)$ ,具体如图 4 所示,采用零位移边界条件设置模型的左、右、前、后以及下边界,上边界为自由边界,根据煤层埋深施加一定的原岩应力值,水平应力按垂直应力的 1.2 倍施加于  $s_{xx}$ 、 $s_{yy}$  表面,应力梯度按自重应力场设置,根据实际工程情况,13 煤层层厚 1.7 m,直接顶 4.6 m,基本顶 6 m,直接底及基本底 20 m,其余上下边界都按平均岩层来处理;12 煤与 13 煤层间距 14 m,12 煤厚度 4.5 m。模型岩石力学参数见表 2。

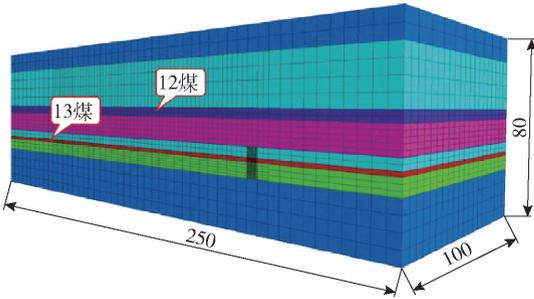


图 4 近距离煤层沿空留巷数值计算模型

表 1 连续元模型岩体力学参数

岩层名称	体积模量/ GPa	剪切模量/ GPa	密度/ $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$	黏聚力/ MPa	内摩擦角/ ( $^{\circ}$ )	抗拉强度/ MPa
砂质页岩	4.3	2	2 440	4	30	0.9
砂质泥岩	2.5	1.5	2 440	3	27	0.95
煤	2.2	1.5	1 500	2.5	26	0.65
泥岩	2.5	2	2 440	3.2	28	0.9
粉砂岩	4.5	2.3	2 500	1.2	33	2

#### 4.2 上覆采空区下巷道围岩应力及塑性区分布特征

根据上下煤层工作面、巷道布置位置关系,可将 13<sup>上</sup>201 工作面沿空留巷分为上覆采空区遗留煤柱影响第一阶段(距切眼 0 ~ 260 m)和无上覆采空区遗留煤柱影响第二阶段(距切眼 260 ~ 1 250 m),具

体如图 5 所示。沿空留巷第一阶段及第二阶段围岩应力及塑性区分布如图 6、7 所示。

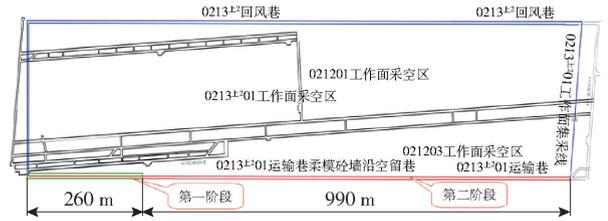


图 5 近距离煤层沿空留巷阶段分布情况图

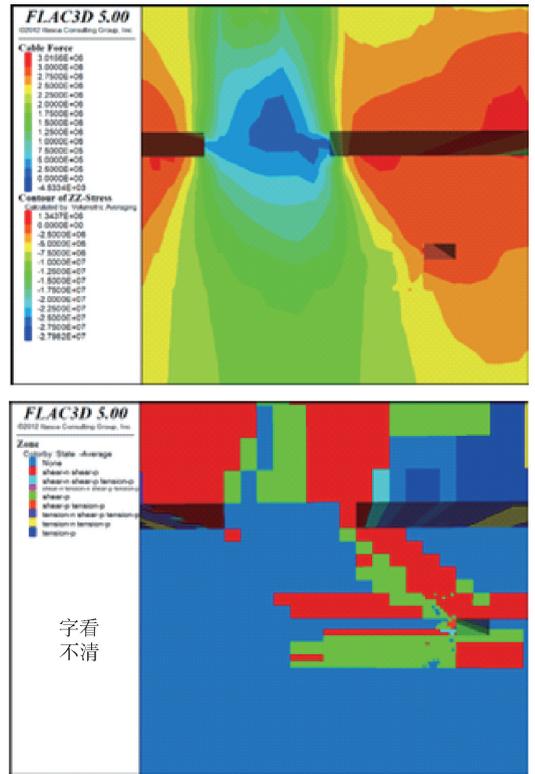


图 6 沿空留巷第一阶段围岩应力及塑性区分布

受上覆 12 煤采空区煤柱影响,0213<sup>上</sup>201 工作面运输巷巷道顶板应力 2 ~ 3 MPa,巷道两帮明显靠遗留煤柱侧的应力大于副帮应力,遗留煤柱侧应力为 3 ~ 4 MPa,副帮侧应力为 1 ~ 2 MPa,同时 12 煤采空区煤柱处有明显应力集中现象,最大应力为 26 MPa;由巷道塑性区破坏云图可以看出,靠煤柱侧帮发生较大范围的剪切破坏,破坏范围一直延至上覆采空区煤柱。

上覆 12 煤采空区无煤柱情况下,0213 上 201 工作面运输巷按设计方案开挖后,由应力云图可以看出,巷道顶板及两帮应力较小,顶板及两帮应力约为 1 MPa;由巷道塑性区破坏云图可以看出,巷道回采带有 1 m 范围发生塑性破坏,破坏范围较

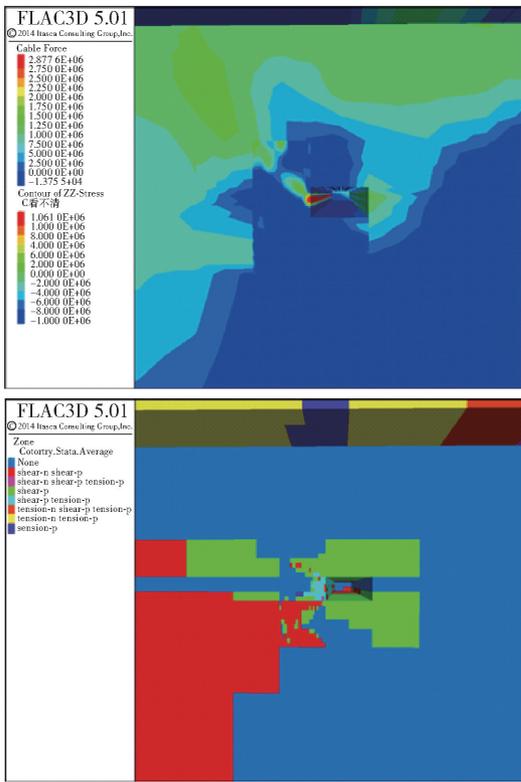


图7 沿空留巷第二阶段围岩应力及塑性区分布

小。通过对0213上201工作面上覆采空区有、无煤柱影响下工作面运输巷模拟分析,第一阶段相较第二阶段巷道围岩应力更大,塑性区分布范围更广。

### 4.3 本工作面回采沿空留巷围岩应力及塑性区分布特征

模拟工作面推进100 m,分析回采工作面动压影响下沿空留巷巷旁支护体宽度分别为0.8、1.0、1.2、1.5 m时巷道围岩应力及塑性区分布情况,回采影响下沿空留巷第一阶段及第二阶段围岩应力及塑性区分布如图8、9所示。

如图8所示,随工作面推进,滞后工作面留设巷旁墙体,受上覆采空区遗留煤柱影响,墙体内部应力集中程度较大,随巷旁墙体宽度增加,墙体内部应力峰值逐渐由23 MPa降低至15 MPa,巷道副帮处在上覆采空区下方卸压区,垂直应力较低,由1.8 MPa降低至1 MPa,顶底板应力也逐渐减小;墙体整体塑性破坏严重,巷道围岩塑性区分布深度和范围变化不明显。

如图9所示,随工作面推进,滞后工作面留设巷旁墙体,随巷旁墙体宽度增加,墙体内部应力集中程度逐渐降低,1.5 m宽度墙体时,巷道顶板中部应力

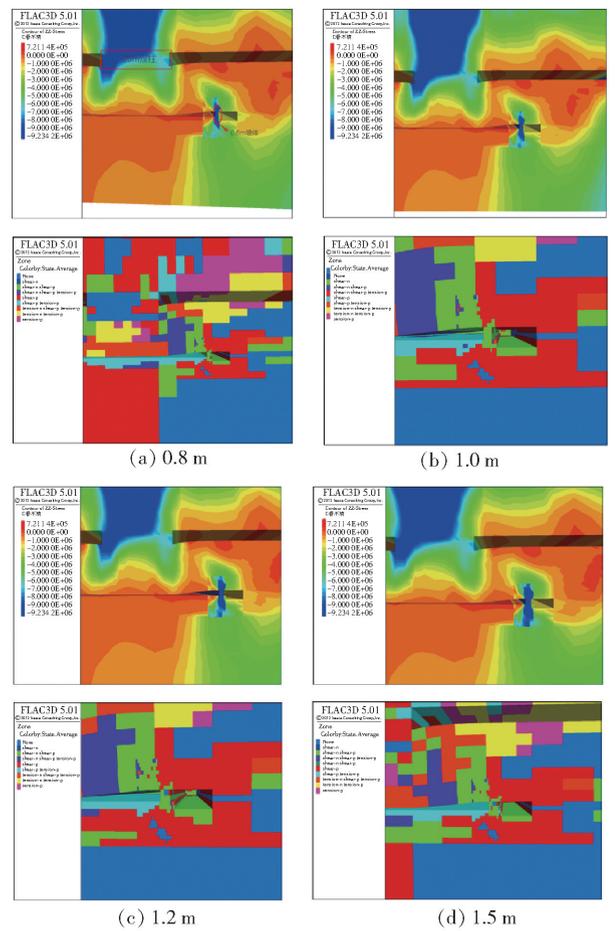


图8 滞后工作面沿空留巷第一阶段围岩应力及塑性区分布

约为0.9 MPa,副帮侧应力约为0.9 MPa,靠采空区侧墙体应力约9 MPa,巷道围岩塑性区深度及范围变化不明显。

### 4.4 不同巷旁墙体宽度情况下巷道围岩应力分布趋势

提取本工作面回采100 m时,滞后工作面留设不同宽度巷旁墙体情况下,沿空留巷两个阶段围岩应力数据,具体如图10所示。

由图10(a)、图10(b)可知,受上覆采空区煤柱影响,巷旁支护体及巷内顶板压力明显增大,墙体垂直应力平均达到20 MPa,巷道顶板及巷旁应力较无煤柱影响下增大约2 MPa,随着巷旁支护体宽度增大,巷旁支护体及巷道所受应力由明显减小趋势,在墙体1.2 m、1.5 m时趋于稳定。则在上覆采空区有遗留煤柱情况下,沿空留巷巷旁支护体宽度达到1.2 m可保证留巷巷道受应力作用下稳定可靠<sup>[13-14]</sup>。由图10(c)可知,随着巷旁支护体宽度增大,巷旁支护体受上覆岩层垂直应力处于先减

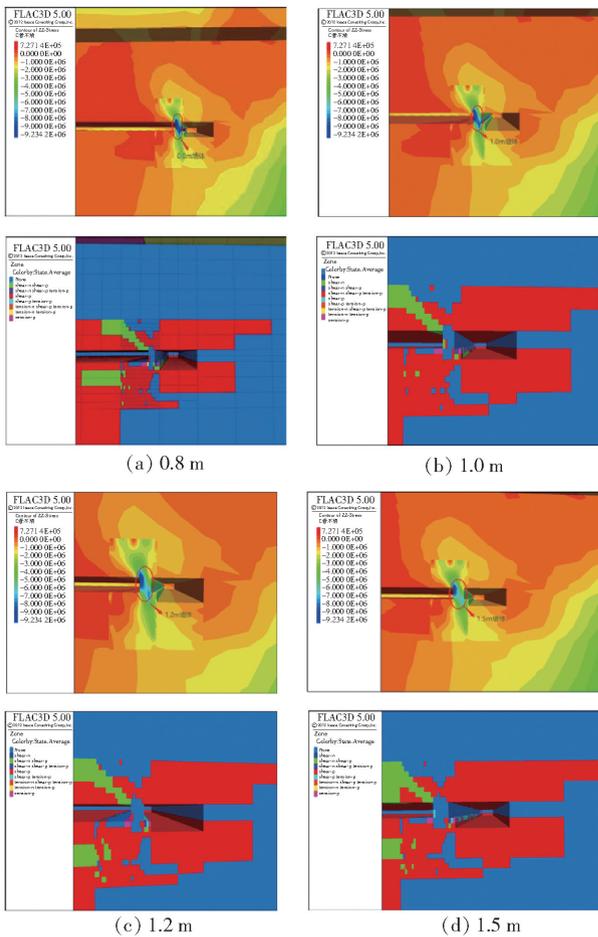


图9 滞后工作面沿空留巷第二阶段围岩应力及塑性区分布

小后稳定趋势,同时巷道顶板应力、副帮水平应力都处于先减小后稳定趋势,巷旁支护体上水平应力在1.2 m时达到最大,0.8 m、1.0 m时较小;综合以上分析,在上覆12煤采空区无遗留煤柱情况下,13煤进行无煤柱开采,巷旁支护体宽度较为合理的宽度为1.0 m。

提取本工作面回采100 m时,滞后工作面留设不同宽度巷旁墙体情况下,沿空留巷两个阶段巷旁支护体内部应力数据,具体如图11所示。

由图11可知,受遗留煤柱影响,巷旁支护体上应力较无遗留煤柱情况下,增大约10 MPa,但随着巷旁支护体宽度增大,两种工况下都存在应力减小趋势。随着巷旁支护体宽度增大,支护体与巷内支护结构承载力增强。上覆采空区无遗留煤柱情况下,四种宽度巷旁支护体与巷内支护形成的支护结构都可满足1301工作面沿空留巷。

综上所述,受采空区遗留煤柱影响,巷旁支护体作为沿空留巷主要承载体,0.8 m、1.0 m巷旁支护

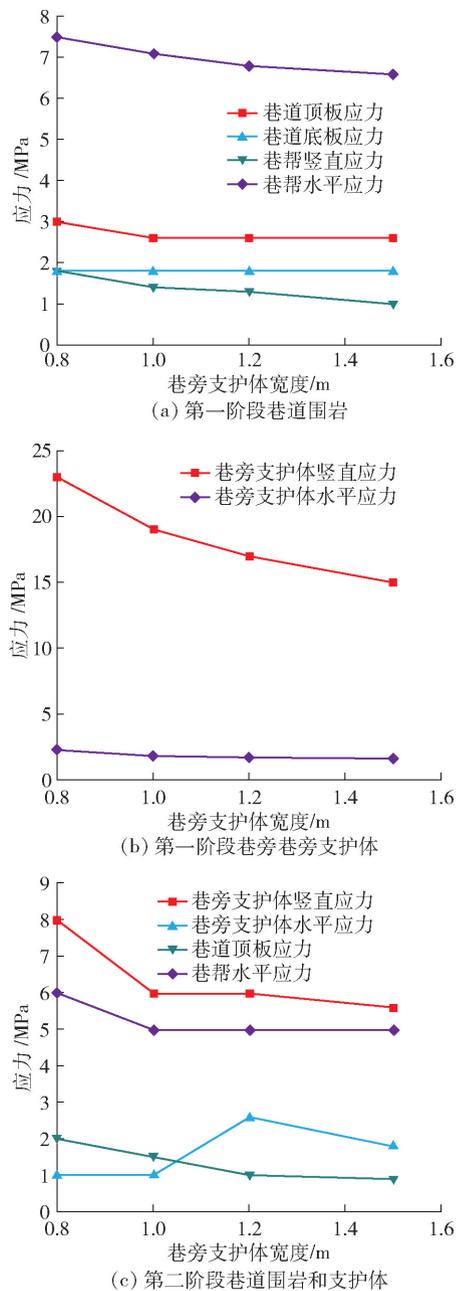


图10 滞后工作面沿空留巷两阶段围岩及巷旁支护体应力分布趋势

体出现不同程度的塑性破坏,其中0.8 m巷旁支护体最为严重,承载能力降低,故不能满足留巷要求;1.2 m、1.5 m巷旁支护体承载能力增强,根据数值模拟结果,可作为上覆采空区遗留煤柱情况下(第一阶段)巷旁支护体参数;对于1.0 m巷旁支护体,为保证留巷巷道支护系统的稳定性,巷旁支护体承载能力至少满足1.5倍的顶板应力,即采用1.0 m巷旁支护体可作为上覆采空区无遗留煤柱(第二阶段)情况下留巷巷旁支护体设计参数。

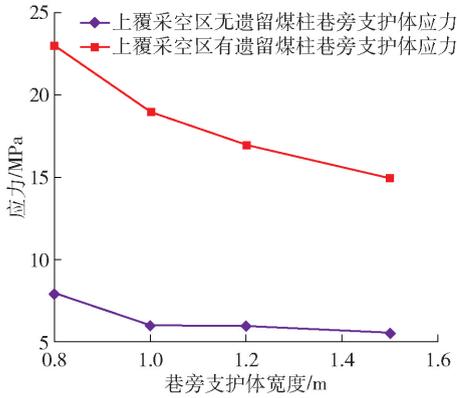


图 11 滞后工作面沿空留巷两阶段巷旁支护体应力分布趋势

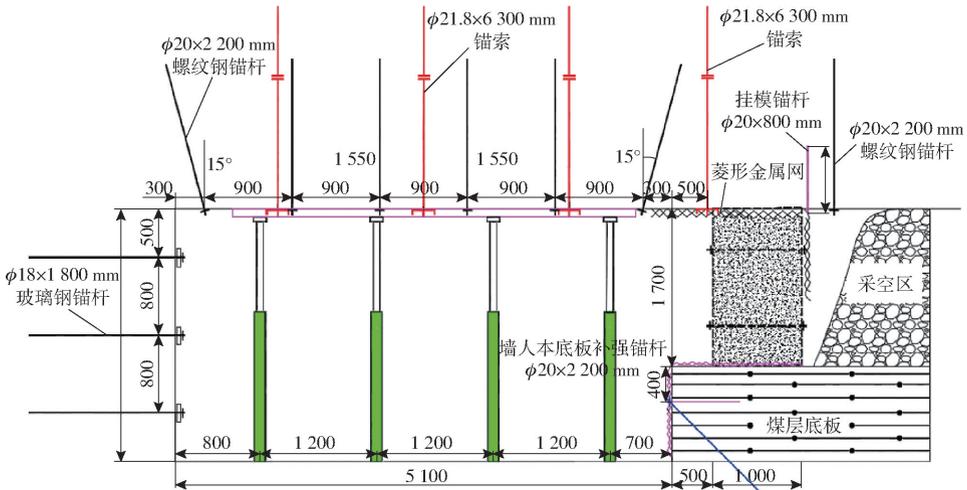
## 5 近距离煤层沿空留巷围岩控制现场试验

### 5.1 沿空留巷支护方案设计

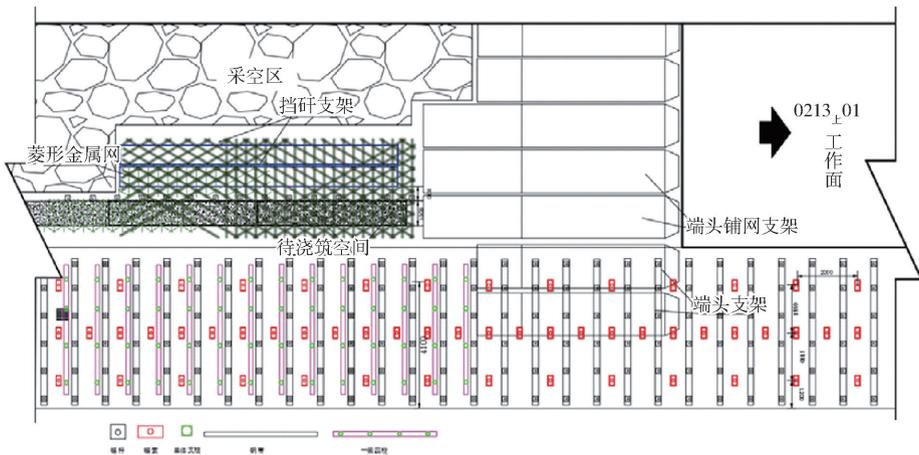
基于前文理论计算与数值模拟结果,根据 13<sup>上2</sup>

201 工作面地质资料及现场实测,确定留巷支护方案如下:距开切眼 0~260 m 范围沿空留巷墙体设计墙厚 1.2 m,260~1 250 m 范围沿空留巷设计墙体厚 1 m,混凝土设计强度 C30,留巷墙体浇筑于采空区侧,墙体底部距离底板台子边缘 500 mm;挡矸支架布置于端头支架 T4、T5 之后,距离墙体 800 mm。工作面每回采两刀 1 600 mm,端头 T3、T4、T5 移架后,距离回采侧锚索 1 700 mm 打设  $\phi 21.8 \times 6\ 300$  mm 锚索一根,排距 1 600 mm;间隔锚索 1 400 mm 打设  $\phi 20 \times 2\ 200$  mm 锚杆一根,排距 1 000 mm。)挡矸支架与柔模墙体侧打设一排锚杆,用于采空区内侧柔性模板的挂设,锚杆采用  $\phi 20 \times 800$  mm 钢锚杆,间距 600 mm,垂直顶板打设。距离底板台子上边沿 400 mm 向巷帮打设  $\phi 20 \times 2\ 200$  mm 锚杆,与底板成 45° 倾角,排距 1 000 mm;墙体底部铺网至台子侧帮,锚杆铁托盘配合木托板,保证网片张紧。

施工中,浇筑柔模墙体时支模单体紧贴墙体打



(a) 沿空留巷支护断面图



(b) 沿空留巷支护平面图

图 12 沿空留巷支护方案

设,排距800 mm,墙体滞后工作面60 m(柔模混凝土墙体浇筑完成7天)后,将墙体侧支模单体拆除;随工作面推进,当班及时在端头支架T1、T2后形成“一梁四柱”支护。单体间距依次为800 mm/1 200 mm/1 200 mm/1 200 mm,排距1 000 mm,滞后工作面支护距离120 m,随工作面回采,可根据留巷矿压及矿压显现动态优化滞后支护长度,沿空留巷支护断面图及平面图如图12所示。

## 5.2 沿空留巷围岩稳定控制方案工程验证

对13<sup>L2</sup>201工作面沿空留巷实施所提出的控制方案,并设置巷道围岩收敛变形监测站,监测巷道顶底板及两帮变形情况,13<sup>L2</sup>201工作面推进600 m时监测结果如图13所示。

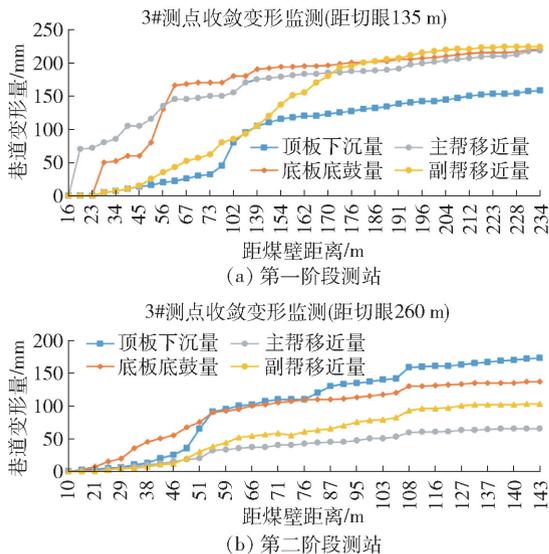


图13 沿空留巷表面位移变形量

如图13所示,顶板在距工作面煤壁25~65 m范围内下沉为急速下沉期,最大下沉量达175 mm,平均下沉量为93 mm;在距离工作面煤壁75~130 m范围出现二次迅速下沉阶段平均下沉量为70 mm;之后逐渐趋于平稳,局部出现较大下沉,最大下沉量达170 mm。在距离工作面煤壁25~65 m范围内底板底鼓量为急剧增涨期,底鼓量达到165 mm;底板在距工作面煤壁70~130 m属缓慢增涨阶段平均涨幅达到45 mm,之后基本处于稳定状态;底鼓量最大达224 mm,平均底鼓量为185 mm。在距工作面煤壁20~70 m范围内墙体移近量较大,最大移近量为185 mm;主帮在距工作面煤壁70~125 m范围缓慢移近,最大移近量40 mm,平均移近量35 mm,之后呈平稳态势主帮最大移近量为185 mm,最小移近量65 mm。副帮在距工作面煤壁40~150 m为急剧变

形区,移近量较大最大移近量190 mm,平均移近量145 mm,之后逐渐趋于平稳,副帮最大移近量为195 mm。整体来看,第一阶段巷道围岩变形量大于第二阶段,但始终小于250 mm,巷道围岩稳定得到了有效控制。

如图14所示,留巷整体效果良好,矿压显现时出现一定程度顶板下沉、底鼓、两侧墙体向巷内位移、柔模混凝土墙体局部剪切破坏,但整体处于可控状态,其留巷达到预期效果。整个巷道服务期间未发生冒顶、垮帮、锚杆索支护失效等现象,保证了工作面安全高效开采,该方案对类似工程实例围岩控制具有一定实际意义。



图14 沿空留巷实施效果图

## 6 结论

(1)采用理论分析方法,获得了近距离煤层沿空留巷围岩结构特征及所需的巷旁支护阻力。巷旁支护体主要承担巷旁支护体外暴露岩层、上下煤层垮落带岩层自重,巷旁需要提供的支护阻力不能低于7 525.4 kN。

(2)分析了有无上覆采空区遗留煤柱情况下沿空留巷围岩应力及塑性区分布特征,获得了两种情况下巷旁支护体宽度技术参数,距开切眼0~260 m沿空留巷,选用1.2 m宽度巷旁支护体,距开切眼260~1 250 m沿空留巷,选用1.0 m宽度巷旁支护体,可满足支护需求。

(3)提出沿空留巷围岩稳定控制方法及参数,并对所提出的方案进行工业验证,结果表明,整个巷道服务期间未发生冒顶、垮帮、锚杆索支护失效等现象,巷道围岩控制效果良好,围岩变形量始终小于250 mm,保证了工作面安全高效开采,该方案对解决同类工程条件下沿空留巷围岩稳定控制问题具有一定实际意义。

## [参考文献]

- [1] 潘坤,鞠文君,王俊超,等.大倾角近距离煤层综采运输巷断面形状与支护参数优化[J].煤炭科学技术,2024,52(12):12-22.
- [2] 贾后省,马念杰,赵希栋.浅埋薄基岩采煤工作面上覆岩层纵向贯通裂隙“张开-闭合”规律[J].煤炭学报,2015,40(12):2787-2793.
- [3] 贾后省,王艺博,王卫军,等.大倾角煤层采空区碎石柱承载特性与沿空留巷稳定机理[J].中国矿业大学学报,2025,54(3):561-576.
- [4] 辛亚军,田孟含,姬红英,等.沿空留巷采空侧支护体-堆积体协同承载机理[J].中国矿业大学学报,2025,54(3):595-608.
- [5] 高金波,景永嘉,赵军利,等.沿空留巷巷旁支护侧向荷载作用机理及减载控制技术[J].煤炭工程,2025,57(3):115-125.
- [6] 刘子璐,余伟健,马占国,等.综放工作面沿空留巷墩柱巷旁支护承载规律及失稳判据[J].煤炭学报,2025,50(5):2394-2412.
- [7] 褚心瑜,崔海峰,李振安,等.近距离煤层采空区下沿空留巷顶板结构控制与合理巷旁支护研究[J].中国煤炭,2025,51(2):45-58.
- [8] 李刚,刘航,迟国铭,等.大柳塔煤矿沿空留巷柔模砌墙支护阻力核定及失稳判据研究[J].工矿自动化,2025,51(1):145-155.
- [9] 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.
- [10] 李季,李博,张荣光,等.考虑采空区矸石非均匀充填影响的倾斜煤层沿空留巷稳定性分析[J].煤炭科学技术,2023,51(6):30-41.
- [11] 史先影,田志诚.二次高强度开采沿空留巷围岩变形机理研究[J].中国矿业,2025,34(5):187-197.
- [12] 贾后省,张志明,刘少伟,等.大倾角极近距离煤层群重复采动巷道围岩破坏规律与控制方法[J].煤炭科学技术,2025,53(2):68-80.
- [13] 吴祥业.神东矿区重复采动巷道塑性区演化规律及稳定控制[D].北京:中国矿业大学(北京),2018.
- [14] 高海滨,侯可可,王兆其,等.极近距离煤层采空区下沿空留巷技术研究[J].中国煤炭,2024,50(4):68-78.

(上接第60页)

## [参考文献]

- [1] 陈昌彦,王贵荣.各类岩体质量评价方法的相互性探讨[J].岩石力学与工程学报,2002,21(12):1894-1900.
- [2] Deere D U. Technical description of rock cores for engineering purposes [J]. Rock Mechanics and Engineering Geology, 1963, 1(1): 18.
- [3] 胡卸文,钟沛林,任志刚.岩体块度指数及其工程意义[J].水利学报,2002,33(3):0080-0083.
- [4] Barton N, Lien R, Lunde J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support [J]. Rock Mechanics & Rock Engineering, 1974, 6(4): 189-236.
- [5] 谷德振.岩体工程地质力学基础[M].1979.北京:科学出版社.
- [6] Hoek E, Brown E T. Practical estimates of rock mass strength [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1997, 34(8): 1165-1186.
- [7] Hoek E, Carranza-Torres C, Corkum B. Hoek-Brown failure criterion—2002 edition [J]. Proceedings of NARMS-TAC, 2002: 267-273.
- [8] 李志辉,龚杰.露天裂隙发育岩体地质构造调查及评价的研究与应用[J].金属矿山,2009,39(11):637-642.
- [9] 乔兰,蔡美峰.新城金矿深部节理裂隙调查及岩体质量分级评价研究[J].中国矿业,2000,9(4):70-74.
- [10] 胡修文,胡盛明,卢阳,等.岩体体积节理数的统计方法及其在围岩分级中的应用[J].长江科学院院报,2010,26(6):30-34.
- [11] 王明常,徐则双,王凤艳,等.基于摄影测量获取岩体结构面参数的概率分布拟合检验[J].吉林大学学报(地球科学版).2018,48(6):1898-1906.
- [12] 蔡理平,李彬,李春生,等.钻孔摄像技术在地下岩体结构面调查中的应用研究[J].工程勘察,2017,2:515-519.
- [13] 董秀军,黄润秋.三维激光扫描技术在高陡边坡地质调查中的应用[J].岩石力学与工程学报,2006,25(S2):3629-3635.