

缓倾斜煤层沿空留巷围岩破坏规律 与控制技术研究

Research on the Failure Law and Control Technology of Surrounding Rock in the Goaf of
Gently Inclined Coal Seams

田立立¹, 董柏林^{2,3}

- 遵义市播州区工业能源和科学技术局, 贵州 遵义 563000;
- 中国矿业大学(北京) 隧道工程灾变防控与智能建养全国重点实验室, 北京 100083;
- 中国矿业大学(北京) 力学与土木工程学院, 北京 100083

摘要:本文以西南地区试验矿井1811采煤工作面为工程背景,通过理论分析、数值模拟以及现场工业性试验等手段,建立了缓倾斜煤层沿空留巷围岩结构力学模型,研究了不同因素下缓倾斜煤层沿空留巷围岩变形破坏规律,并相应提出了柔性支护技术,进行了现场应用。研究表明:提高煤层层交界面强度参数或提高支护强度是缩小极限平衡区的最有效方式。随着切顶角度、煤层倾角、巷道高宽差以及煤层埋深的增加,巷道围岩变形破坏越显著,巷道收缩率进一步加大,基本顶断裂程度明显增加。而随着基本顶厚度的增加,巷道围岩变形破坏程度越低。划分了巷道煤壁侧垂直应力及巷道覆岩演变的三阶段,可通过监测煤壁的应力变化进行巷道来压判别,实现巷道围岩灾害预控。研究结果可为西南地区缓倾斜煤层沿空留巷围岩控制提供参考。

关键词:沿空留巷; 破坏规律; 缓倾斜煤层; 柔性支护

中图分类号: TD823 **文献标志码:** A **文章编号:** 1672-609X(2024)06-0019-10

Abstract: This article takes the 1811 coal mining face in the southwest region as the engineering background. Through theoretical analysis, numerical simulation, and on-site industrial testing, a mechanical model of the surrounding rock structure of the inclined coal seam along the goaf was established. The deformation and failure laws of the surrounding rock of the inclined coal seam along the goaf were studied under different factors, and flexible support technology was proposed accordingly, which was applied on site. Research has shown that increasing the strength parameters of the coal rock interface or enhancing the support strength is the most effective way to narrow the limit equilibrium zone. As the cutting angle, coal seam inclination angle, height width difference of the roadway, and coal seam burial depth increase, the deformation and damage of the surrounding rock of the roadway become more significant, the shrinkage rate of the roadway further increases, and the degree of basic roof fracture significantly increases. As the basic roof thickness increases, the degree of deformation and damage of the surrounding rock in the tunnel decreases. The three stages of vertical stress on the coal wall side of the roadway and the evolution of overlying rock in the roadway have been divided, and the roadway can be judged by monitoring the stress changes of the coal wall to achieve pre control of surrounding rock disasters in the roadway. The research results can provide reference for controlling the surrounding rock of the roadway along the goaf of gently inclined coal seams in the southwest region.

Key words: leaving alleys along the air; disruption of laws; gently inclined coal seam; flexible support

1 前言

缓倾斜煤层一般都经历了复杂的构造运动,顶、

底板和煤层强度的应力状态及矿压显现规律都与近水平煤层存在较大差异,且受煤层倾角、顶板厚度等影响较大,缓倾斜煤层的安全、高效开采是世界上公认的难题之一^[1-2]。切顶卸压沿空留巷技术通过预裂爆破、水力压裂等方式在顶板人为制造预裂弱面,从而改变沿空巷道上覆悬伸顶板岩体的结构断裂,有效的切断了采空区侧向集中应力向巷道顶板的转移,改善了沿空巷道的顶板围岩应力环境^[3-4]。但缓倾斜煤层开采围岩应力分布更加复杂,因此,缓倾

[作者简介] 田立立(1984—),男,工程师,主要从事煤矿一线安全生产检查工作。

[基金项目] 贵州省科技计划项目(黔科合成果[2020]2Y019)无煤柱自成巷110工法关键技术及应用

[引用格式] 田立立,董柏林.缓倾斜煤层沿空留巷围岩破坏规律与控制技术研究[J].中国矿山工程,2024,53(6):19-28.

斜煤层沿空留巷的破坏规律以及控制技术成为制约该类型煤层安全开采的难题之一。

针对缓倾斜煤层沿空留巷围岩失稳破坏问题部分学者开展了诸多有意义的工作,顾国民^[5]以龙门峡南矿 3131 工作面机巷沿空留巷为工程背景,采用数值模拟的方法,对不同采动阶段的围岩塑性区分布形态及服务周期内的演化规律进行了研究;田钰钰^[6]以文家坝一矿 110606 运输巷沿空留巷为工程背景,采用经验公式计算、数值模拟、工程实践、矿压监测等方法,进行沿空留巷预裂爆破切顶卸压,巷内补强支护方案的设计及应用研究。张国华等人^[7]分析了倾斜煤层沿空留巷巷旁充填体宽度效应下的围岩应力分布及变形特征,揭示了充填体承载特性并确定充填体的合理宽度;伍琦等人^[8]通过理论计算和数值模拟,确定了倾斜煤层厚层坚硬顶板条件下的合理预裂爆破切顶卸压参数;巩奉刚、梁杰^[9-10]等人通过现场矿压监测提出了缓倾斜薄煤层开采沿空留巷支护方案。

柱状	岩层	厚度	特征
	泥岩	2 m	灰白色, 质地软, 胶结程度弱于页岩, 水平节理发育, 隔水性好
	粉砂岩	5 m	灰白色, 水平层理, 薄砂岩互层
	粉砂质泥岩	3 m	深灰色, 疏松, 易破坏, 疏松易碎, 水平节理, 吸水性好
	灰岩	6 m	岩性为灰色-深灰色中-厚层状微-细粒灰岩、生物碎屑灰岩
	泥岩	2 m	灰白色, 质地软, 固结程度弱于页岩, 水平节理发育, 隔水性好
	M8煤	2 m	黑色, 含腕足类, 植物化石, 煤层厚度稳定, 结构单一
	粉砂质泥岩	10 m	深灰色, 疏松, 易破坏, 疏松易碎, 水平节理, 吸水性好

图1 研究区域地层柱状图

工作面的上侧。1811 工作面机巷回采过程中采用沿空留巷技术作为下一步 1812 风巷使用。留巷长度约 1 050 m。留巷宽度 4 m、高度 2.8 m。采用沿空留巷之后,取消了原设计方案 1811 风巷,大大的节约了成本,并且最大限度的提高了资源的回收率。

然而,在沿空留巷期间,发现巷道围岩控制效果并不理想,经常出现支架倾倒失效,巷道煤壁帮片落的现象,并且巷道顶板下沉量和煤壁帮移近量较大,使得形成的巷道难以满足正常生产需求,具体如图 2 所示。

综上所述,在过去已经有部分学者利用实验室相似模拟试验或数值模拟的手段开展了一些研究^[11],这说明缓倾斜煤层的安全高效开采仍面临诸多问题。特别在缓倾斜煤层沿空留巷切顶卸压后,缓倾斜煤层沿空留巷稳定性受多种因素共同影响,基于此本文通过实际案例开展缓倾斜煤层沿空留巷围岩变形破坏规律与控制技术的研究,以期为中国西南矿区缓倾斜煤层的安全高效开采提供理论依据。

2 工程背景

试验矿井位于中国西南地区,以试验矿井 1811 采煤工作面为工程背景,该工作面采用伪倾斜长壁后退式采煤法。工作面煤层平均埋深 312 m,平均厚度 2.08 m,属于典型的中厚煤层,地层岩性如图 1 所示。采用一次性采全高,全部垮落法管理顶板。工作面走向长度 1 012 m,倾斜长度 148 m,煤层倾角 $8^{\circ} \sim 26^{\circ}$,平均 17° ,属于缓倾斜煤层。本工作面运输方式为下运式,机巷位于工作面的下侧,风巷位于

3 缓倾斜煤层沿空留巷围岩变形破坏机理与关键参数分析

3.1 缓倾斜煤层沿空留巷围岩变形机理

采用切顶卸压的方式进行沿空留巷,切落顶板及矸石会冒落充填采空区,上位顶板在采空区矸石和煤体的支撑作用下保持稳定,通过对巷道围岩进行受力分析,建立切顶沿空留巷围岩结构力学模型,具体如图 3 所示。

在计算巷旁支护阻力时,由于顶板回转角度较



图2 巷道围岩破坏情况

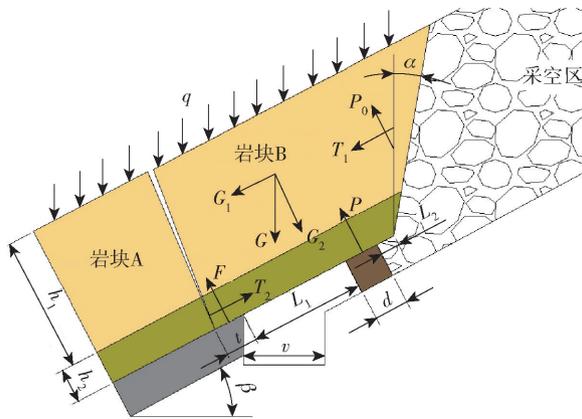


图3 切顶留巷结构力学模型

小,可忽略顶板的回转角度。将岩块重量 G 分解为沿倾斜方向的力 G_1 和垂直于倾斜方向的力 G_2 。沿倾斜方向上,岩块 B 受到岩块 A 的反作用力 T_2 和采空区矸石的挤压力 T_1 的作用。在垂直于倾斜方向上,岩块 B 受到实体煤帮的反作用力 F 、巷旁支护阻力 P 和采空区矸石的反作用力 P_0 的作用。

假设块体 B 顶板与上部顶板未发生离层,上部顶板传递均布荷载为 q ,巷内的支护阻力 P 简化到巷道中央作用在 $x_0(t < x_0 < t + vsec\beta)$ 处。相较于外力产生的弯矩,块体 B 内力引起的弯矩可以忽略,实煤帮应力极限平衡区宽度 t 及实体煤分布载荷 σ_y 分别为

$$t = \frac{mA}{2 \tan \varphi} \ln \frac{k\gamma H + c/\tan \varphi}{c/\tan \varphi + p_c/A} \quad (1)$$

$$\sigma_y = \left(\frac{c}{\tan \varphi} + \frac{p_c}{A} \right) \exp \left(\frac{2 \tan \varphi}{mA} (t - x_0) \right) - \frac{c}{\tan \varphi} \quad (2)$$

式中, p_c 为煤帮的支护强度, Pa; φ 为岩层交界面的内摩擦角; A 为侧压系数; k 为应力集中系数; H 为工作面的埋深; m 为煤层采高; c 煤层与顶底板岩层交

界面的黏聚力, Pa。

分析式(1)可知,在 k 、 H 、 A 、 m 以及 γ 不变的条件下,提高煤岩层交界面强度参数 c_0 、 φ_0 或提高支护强度 p_c 是缩小极限平衡区的最有效方式。为了阻止沿空留巷实体煤塑性区的扩展和浅部锚杆锚固体的整体外移,保证实体煤帮对顶板的支撑能力,可在实体煤帮中打设锚索补强支护。

3.2 缓倾斜煤层切顶留巷关键参数分析

1) 切顶高度分析

在无煤柱沿空留巷过程中,巷道围岩的稳定受到多种因素的综合影响,其中切顶高度对沿空留巷的矿压显现具有非常显著的影响。切顶高度应综合考虑上覆坚硬顶板的结构与高位岩层的破断运移特征,保证难垮落顶板在采动应力作用下顺利沿切顶弱面切落。切顶高度的计算过程为

$$\begin{cases} \sum_1^i H_i + M - K_p \sum_1^i H_i = 0 \\ K_p = \frac{k_1 H_1 + k_2 H_2 + \dots + k_i H_i}{H_1 + H_2 + \dots + H_i} \end{cases} \quad (3)$$

因此有:

$$h = \sum_1^i H_j = \frac{M}{K_p - 1} \quad (4)$$

式中, h 为切顶高度, m; H_i 为第 i 层顶板岩层厚度, m; M 为采高, 根据该 1811 采煤工作面实际情况取 2.08 m; k_i 为第 i 层顶板岩层碎胀系数; K_p 为加权平均碎胀系数, 取 1.3 ~ 1.4。将参数代入式(4)可得, 最合适的切顶高度范围应为 5.2 ~ 6.93 m。

2) 切顶角度分析

将切顶角度 α 定义为切顶与垂直方向的夹角, 切顶角度的大小对沿空留巷的围岩稳定和顶板下沉量的控制有一定的影响, 切顶与垂直方向角度越大, 侧向悬臂附加应力越大, 同时断裂面下采空区的充填效果差, 巷道顶板易出现较大旋转变形, 切顶与垂直方向角度越小, 会对爆破线附近的锚杆(索)产生扰动破坏, 不利于巷道稳定。因此, 最合适的切顶角度应在 $0^\circ \sim 20^\circ$ 。

4 缓倾斜煤层切顶卸压巷道围岩破坏规律

4.1 数值模拟方案及模型建立

模拟范围主要包含了采煤工作面附近的主要煤系岩层, 研究的重点是靠近工作面一侧的区域, 模型尺寸为 180×100 m, 模拟工作面岩沿走向方向推

进,具体如图4所示。模型煤层平均埋深在312 m左右,上边界采用等效岩体重量加载。模型的底边、左边及右边采用固定约束边界。模型在开挖工程

中,其左右各留设40 m煤柱用于消除边界效应,模拟工作面长度100 m。模型块体材料屈服破坏准则采用Mohr-coulomb屈服准则。

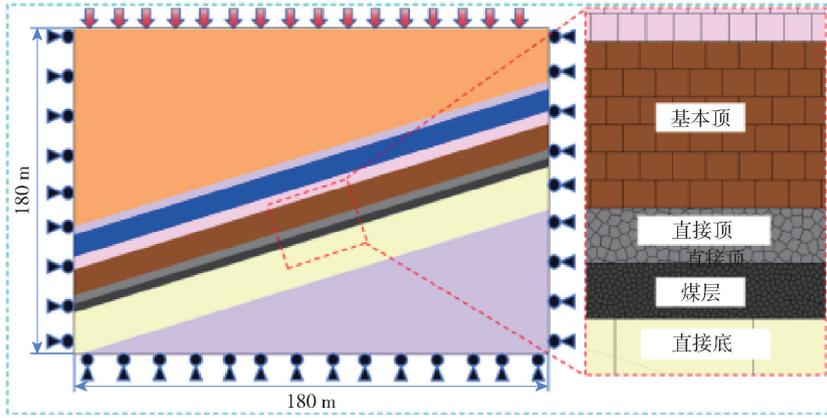


图4 初始模型图

4.2 基于巷道稳定性的最优切顶角度确定

主要从顶板和煤壁两个方面分析不同切顶角度下巷道围岩卸压效果,具体如图5所示,采用切顶的方式有助于成巷,但是在不同切顶角度下煤壁和顶板的破坏程度具有明显的差异,当切顶角为0°时,煤壁上方的基本顶尚保持完好,但煤壁呈现明显“左半圆”型的抛出破坏,基本顶未完全切落,由于在水平应力的作用下,切缝面间形成一个阻碍基本顶下滑的摩擦力,导致基本顶未能切落压实采空区。当切顶角为5°时,煤壁上方的基本顶上部呈现出断裂裂纹,煤壁破坏程度跟切顶角度为0°时相似,但

此时基本顶能够完全切落压实采空区,切顶效果较好。随着切顶角度的加大巷道围岩变形显著,煤壁破坏深度进一步加大,基本顶断裂裂纹数逐渐增加,裂纹贯通率明显增加,且裂纹的分布区域逐渐向采空区侧移动,这意味着切顶后形成的悬臂梁可能会在煤壁后方断裂,断裂后的岩块将失去煤壁的支撑作用,导致支护体压力过大而失效,甚至可能导致留巷失败。

具体如图6所示,巷道煤壁侧的垂直应力在距离煤壁3 m处达到最大值,在煤壁附近1 m处垂直应力约为0,说明煤壁破坏严重,几乎失去了承载能力。随着切顶角度的增加,不同煤壁距离处的垂直

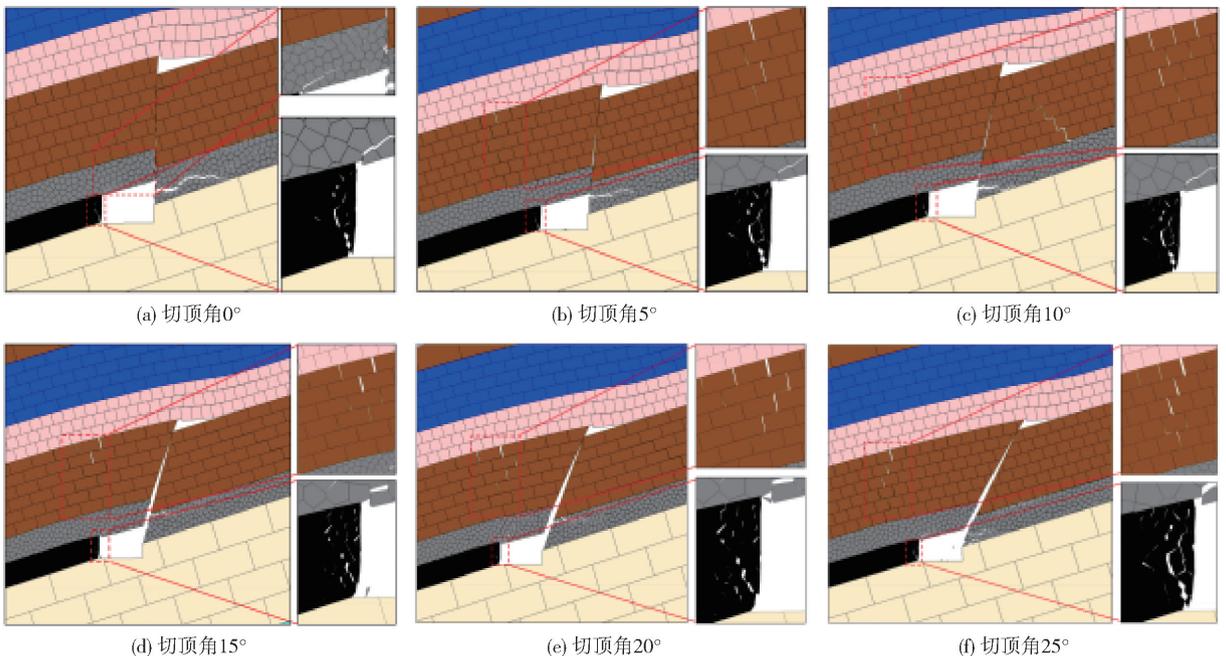


图5 不同切顶角度下围岩破坏特征

应力整体上呈现增加的趋势。在距离煤壁 0 到 3 m 范围内,离煤壁越远,应力越大,而在距离煤壁 3 m 范围外,垂直应力逐渐减小,并趋于稳定。如图 7 所示,随着切顶角度的增加,巷道煤壁侧水平移近量先

减小后增加,在切顶角为 5° 时位移量最小,而顶板下沉量随着切顶角的增大而增大,最大下沉量为 0.52 m。综合巷道围岩破坏特征、应力分布及围岩移近量分析可知,切顶角为 5° 时效果最佳。

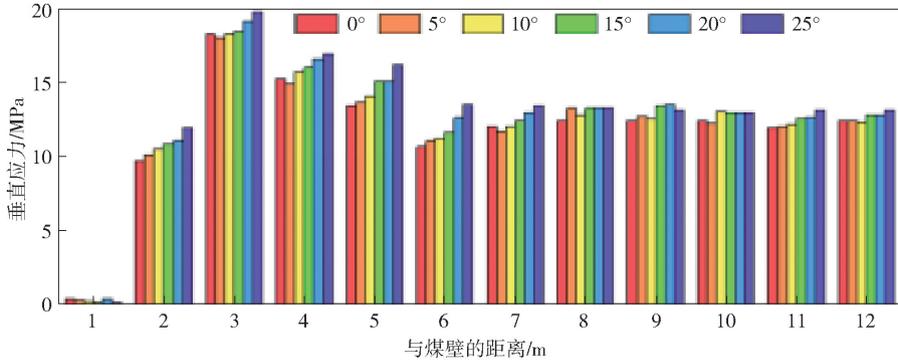


图 6 不同切顶角度下煤壁应力分布

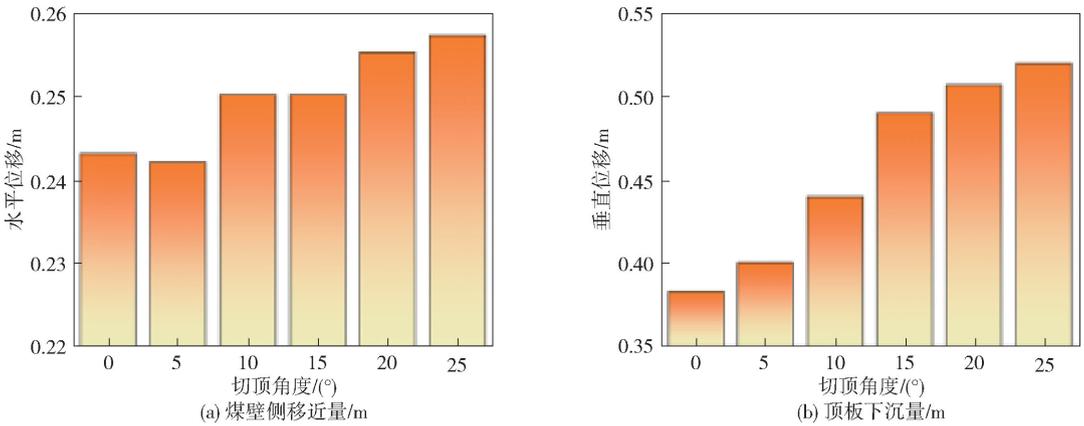


图 7 不同切顶角度下巷道围岩移近量

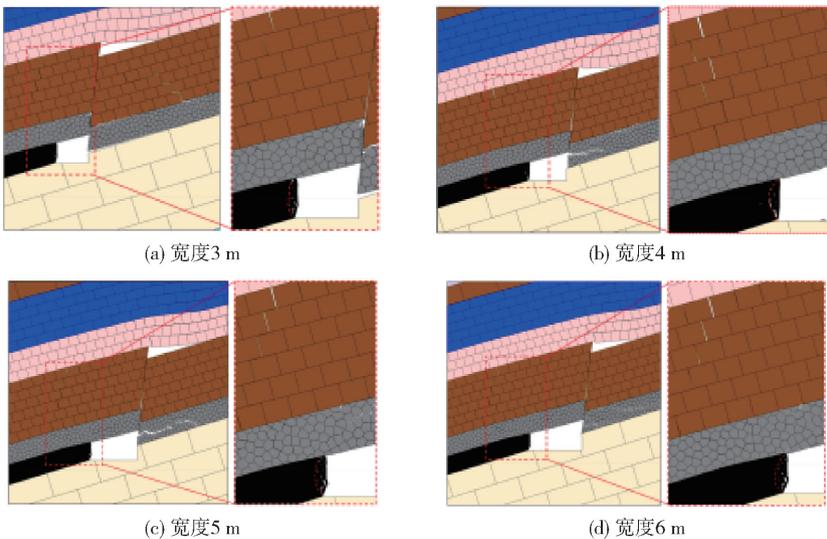


图 8 不同留巷宽度下围岩破坏特征

4.3 预裂切顶条件下巷道围岩稳定性影响因素分析

1) 不同留巷宽度切顶卸压效果分析

基于上述分析结果,试验矿井巷道的最佳切

顶角度为 5°。因此为进一步研究留巷宽度对巷道围岩变形破坏的影响,建立了留巷宽度分别为 3 m、4 m、5 m、6 m 的数值分析模型。如图 8 所示,随

着留巷宽度的增加,煤壁的破坏区域不断增加,煤壁上方基本顶断裂裂纹逐渐向下方延伸。由于留巷宽度的增加,基本顶的“悬臂梁”结构长度增加,所承载的覆岩体积增加,从而自身所承受的覆岩压力增加,上覆岩层压力超过自身承载强度时,必然会发生断裂。

如图9所示,随着留巷宽度的增加,煤壁前方最大垂直应力逐渐增加,并且最大垂直应力位置逐渐向深部不断延伸,主要因为煤壁破坏深度向实体煤处延伸,煤壁边缘承载性失效,顶板保持平衡所需的支撑力由深部完整性较好煤体所承担,因此应力最大集度往深部转移。如图10所示,随着留巷宽度的增加,顶板下沉量和煤壁移近量逐渐增大,因此留巷宽度增加不利于巷道围岩的控制,在满足生产需求的情况下应尽量减小留巷宽度。

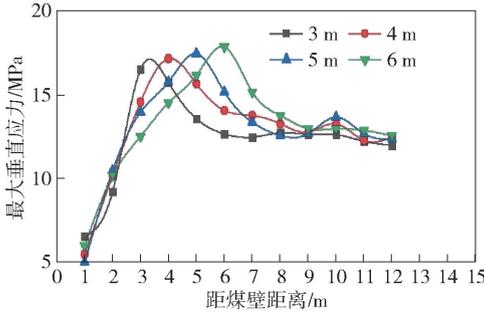


图9 不同留巷宽度下煤壁垂直应力分布

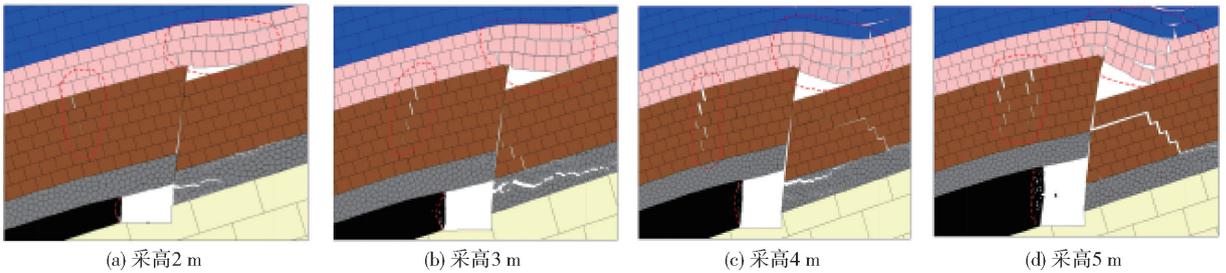


图11 不同采高下围岩破坏特征

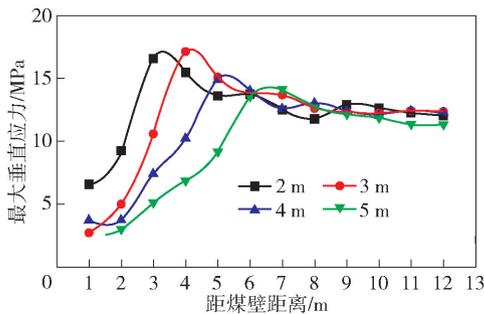


图12 不同采高下煤壁垂直应力分布

然而,随着采高的增加,煤壁上方基本顶断裂程度明显加剧,理论上煤壁处应力越小,其基本顶越不

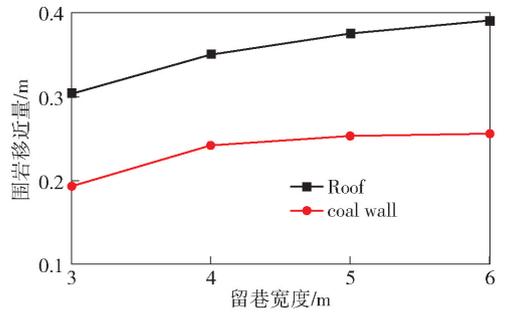


图10 不同留巷宽度下巷道围岩移近量

2) 不同采高下切顶卸压效果分析

为进一步研究不同采高情况下的巷道围岩变形情况,分别建立了采高为2 m、3 m、4 m、5 m的数值分析模型,如图11所示。随着采高的增加,煤壁上方基本顶断裂程度明显加剧,位于基本顶上部岩层在切缝附近明显断裂,煤壁的破坏深度增加。如图12所示,随着采高的增加,煤壁最大垂直应力逐渐减小,这与不同留巷宽度下煤壁垂直应力演变规律相反。主要原因在于,随着采高的增加,采空区覆岩的下沉空间就越大,从而导致更多上覆岩层在切缝附近发生断裂,因此采空上方岩层下沉时伴随的应力无法传递到煤壁上方。故基本顶上方岩层断裂的越多,最终煤壁处的应力就越小。而最大垂直应力位置逐渐向深部不断延伸,与不同留巷宽度下煤壁垂直应力演变规律相同。

容易断裂。主要原因在于,煤层开采后,采场覆岩弯曲下沉是一个缓慢的过程,覆岩下沉过程中产生的应力传递到煤壁上方基本顶,并且该应力随覆岩下沉逐渐增大,导致煤壁上方基本顶的断裂程度不断加剧,且采高越大,覆岩下沉量越大,煤壁上方基本顶所受应力就越大,其断裂程度越大,此过程对应图14的阶段A,即应力增长阶段。然而,随着采场覆岩不断下沉导致自身挠度过大而发生断裂,且是自下而上逐层破断,此时采场应力传递被切断,导致煤壁上方基本顶应力逐渐降低,此过程对应图14的阶段B,即应力降低阶段。最后覆岩不在移动和破断,

逐渐趋于稳定,应力状态也趋于稳定,此过程对应图14的阶段C。因此,煤壁处的应力是先增大后减小再稳定的过程,且采高越大,断裂的岩层越多,采场覆岩应力传递越小,最终覆岩稳定时煤壁处的应力就越小。此外,如图13所示,随着采高的增加,最终顶板下沉量和煤壁移近量逐渐增大,因此采高增加不利于巷道围岩的控制,在满足生产需求的情况下应尽量减小采高。

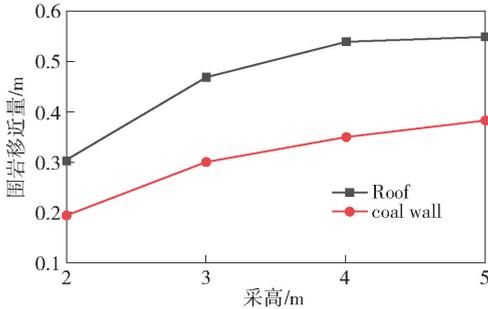


图13 不同采高下巷道围岩移近量

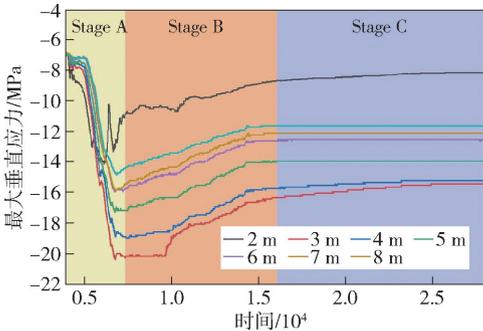


图14 距离煤壁不同距离处垂直应力变化规律 (以采高3m为例)

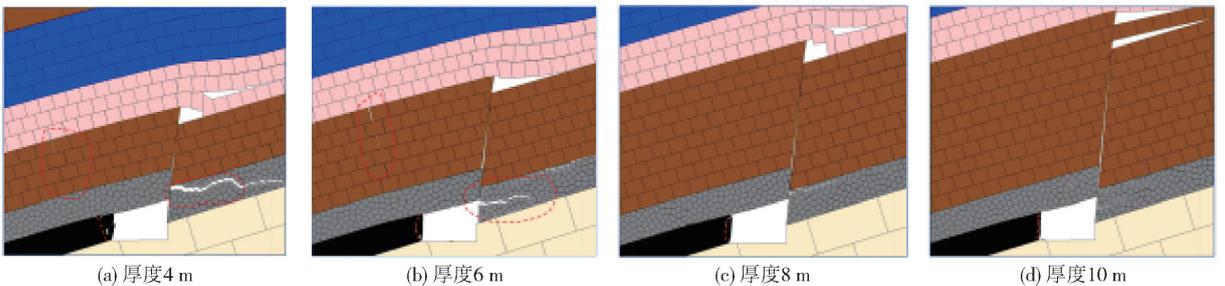


图15 不同基本顶厚度下围岩破坏特征

4) 不同煤岩层倾角下切顶卸压效果分析

为研究煤岩层倾角对沿空留巷稳定性的影响,建立了煤岩层倾角分别为0°、10°、17°、25°的数值分析模型。如图18所示,随着煤岩层倾角的增大,煤壁上方基本顶断裂程度逐渐加剧,煤壁的破坏程度也随之增大,并且煤壁的破坏形式也随之改变。当煤岩层倾角为0度时,煤壁的破坏形式为拉裂破坏,

图14所示为采高3m时距离煤壁不同距离处垂直应力变化规律(其他采高的垂直应力规律与其相同,不再逐一叙述),阶段A为采场覆岩弯曲下沉但尚未破断阶段,此时煤壁上方基本顶逐渐破断,且煤壁处垂直应力逐渐增大;阶段B为采场覆岩弯曲下沉时自身挠度过大而发生断裂阶段,此时煤壁上方基本顶不在进一步破断,且煤壁处垂直应力呈减小趋势;阶段C为采场覆岩稳定阶段,且煤壁处垂直应力趋于稳定。

3) 不同基本顶厚度下切顶卸压效果分析

为研究基本顶厚对沿空留巷稳定性的影响,分别建立了基本顶厚度为4m、6m、8m、10m的数值分析模型。如图15所示,随着基本顶厚度的增加,煤壁上方基本顶断裂程度明显降低,煤壁的破坏程度也有所减小;如图16~17所示,煤壁处的垂直应力峰值点位于距离巷道煤壁帮3m处,随着基本顶厚度的增加,垂直应力峰值逐渐减小,且巷道围岩移近量呈降低的趋势。因此,在岩体强度恒定的情况下,基本顶厚度对沿空巷道围岩稳定性控制起到关键性的作用。一般情况下,在一定区域内岩层的岩层厚度是变化不均的,当遇到基本顶较厚的地方应该优先考虑切顶卸压,以减小巷道围岩及工作面顶板应力,降低支护成本;当遇到基本顶较薄的地方应该考虑切顶卸压以及加强支护,确保巷道的稳定性最佳。因此,掌握矿区基本厚度变化规律以及其对巷道围岩的稳定性的调控规律,是实现岩空留巷精准支护以及减少支护材料浪费的关键因素之一。

由于受载时煤体自身变形量大,无法与拉应力所产生的能量相平衡,导致煤体出现拉裂破坏,其破坏形式如示意图19(a)所示。当煤层倾角为17°时,煤壁的破坏形式为鼓出破坏,鼓出破坏一般发生在煤壁位置,因自身所产生的抗拉强度远小于拉应力从而出现煤壁挤压破坏,进而在煤壁处出现鼓出破坏现象,其破坏形式如示意图19(b)所示。当煤层倾角

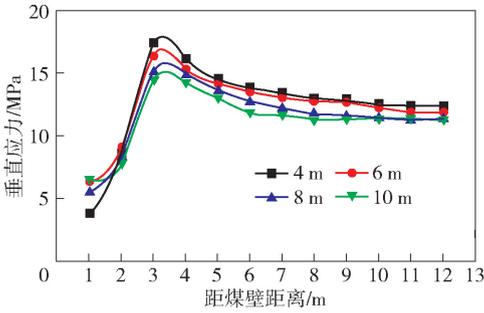


图 16 不同基本顶厚度下煤壁垂直应力分布

为 25° 时,煤壁发生剪切破坏,由于煤层内部坚韧性、内部摩擦角和黏聚性都较低,当煤体受自身重力与顶部压强的共同影响时,在煤层壁上现了横向拉应力,并且煤层的内部坚韧性较小,最后出现剪切破坏现象,如图 19(c)所示。因此,随着煤岩层倾角的增加,巷道煤壁破坏形式将经历拉裂破坏、鼓出破坏

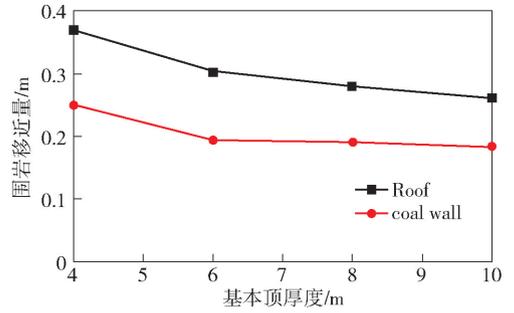


图 17 不同基本顶厚度下巷道围岩移近量和剪切破坏

和剪切破坏。如图 20~21 所示,倾角的改变对煤壁的垂直应力、顶板下沉量和煤壁移近量具有明显的影响,随煤层倾角的增加,煤壁垂直应力峰值点逐渐向煤壁深处移动,顶板下沉量呈现降低的趋势,而煤壁移近量呈现增加的趋势。

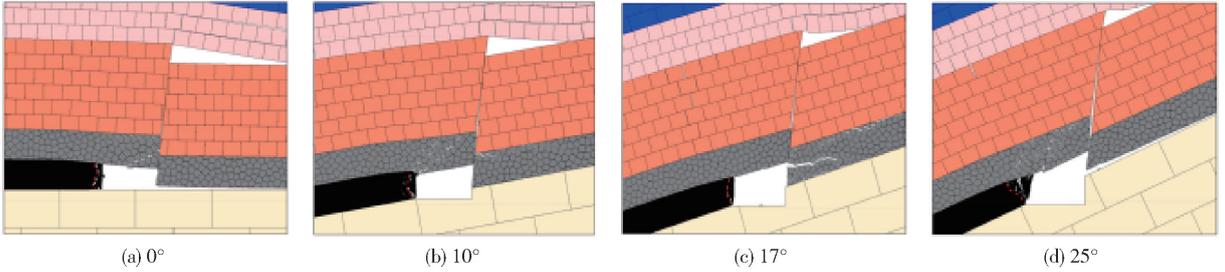


图 18 不同倾角下巷道围岩破坏特征

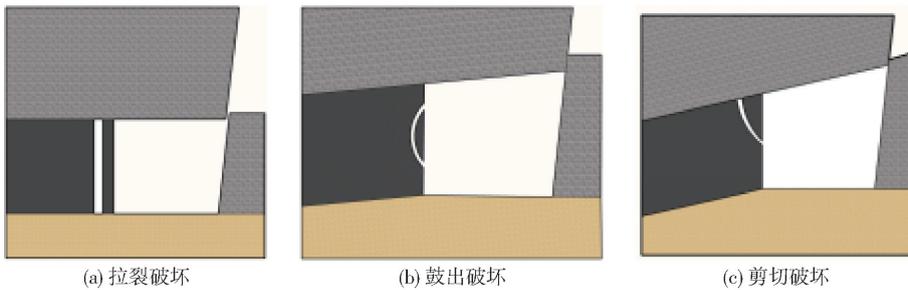


图 19 煤壁破坏形式

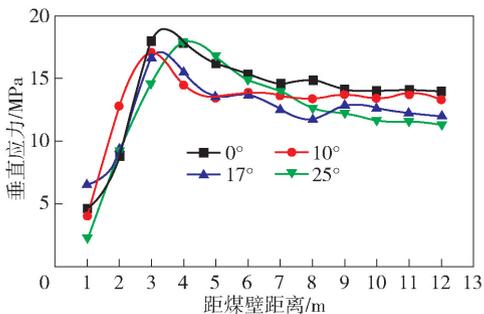


图 20 不同煤岩层倾角下煤壁垂直应力分布

5) 不同煤层埋深下顶卸压效果分析

为研究煤层埋深对沿空留巷稳定性的影响,通过施加不同的等效载荷,模拟了煤岩煤层埋深分别

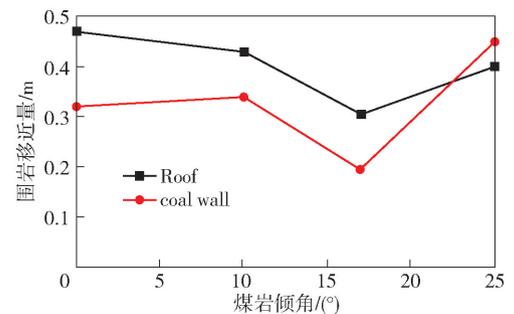


图 21 不同煤岩层倾角下巷道围岩移近量

为 250 m、300 m、350 m、400 m 的数值分析模型。如图 22 所示,随着煤层埋深的增大,巷道围岩的破坏程度明显增加。如图 23~24 所示,煤壁的应力具有

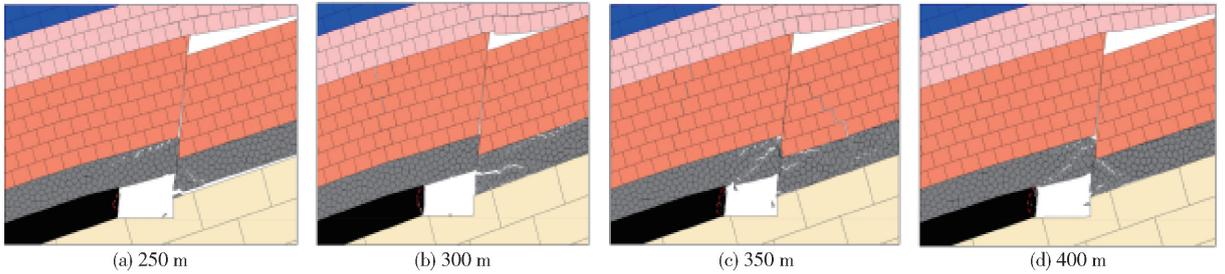


图 22 不同煤层埋深巷道围岩破坏特征

相似的变化规律,并随着煤层埋深的增加而整体增加,同时,顶板下沉量和煤壁移近量随着煤层埋深的增加而增大。

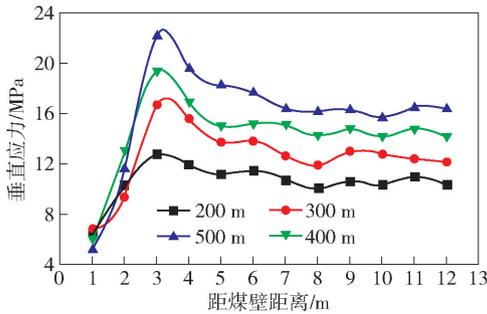


图 23 不同煤层埋深下煤壁垂直应力分布

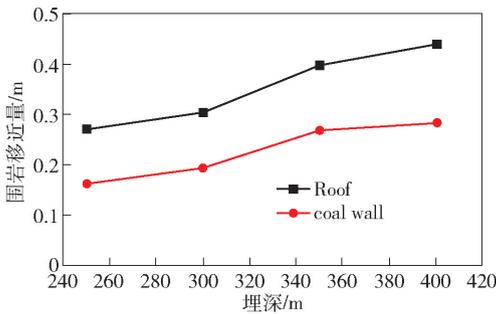


图 24 不同煤层埋深下巷道围岩移近量

5 缓倾斜煤层沿空留巷围岩控制技术

5.1 切顶留巷围岩控制及优化方案

1) 原切顶留巷围岩控制方案

1809 运输巷作为 1811 采面回风巷进行沿空留巷,切顶角为 15° ,切缝深度为基本顶厚度 6 m,巷道宽度为 4 m,采用锚索、锚杆、锚网、支架联合支护。沿空留巷内,巷道中部布置采用 DW22-300/100 型单体液压支护配合矿用 1 000 mm 铰接顶梁进行支护,单体柱间距为 800 mm,单体柱与柱之前安设液压支柱防倒绳。切顶巷道顶板采用锚索、锚杆、锚网进行联合支护。

(1) 锚杆、锚索: $\phi 22$ mm \times L2400 mm 锚杆 + $\phi 18.9$ mm \times L8300 mm 锚索支护,锚杆间排距为

800 mm \times 1 000 mm,预紧力为 60 kN,锚索间排距为 1 600 mm \times 1 000 mm,预紧力为 80 kN,其中每排锚索布置在两排锚杆中间,每根锚杆均用 3 条树脂锚固剂固定,锚杆露出螺母长度为 10 ~ 50 mm。(2) 锚网:采用 12#铁丝编织的菱形网(规格为 2 200 mm \times 1 000 mm),网孔为 50 mm \times 50 mm。(3) 锚固剂:树脂锚固剂直径为 28 mm,每块长度为 350 mm,锚固剂型号为 ck28 \times 350。(4) 托盘:顶部采用托盘为正方形,规格为长 \times 宽 = 130 \times 130 mm,用 6 mm 钢板压制成弧形,配合螺纹钢锚杆使用。

2) 切顶留巷围岩控制优化方案

考虑到原控制方案顶板及煤壁破坏严重,结合理论分析及数值模拟结果,确定留巷切顶角度为 5° ,相较于原方案,切顶角度减小使得切顶后形成的悬臂梁结构长度有所减小,这使得煤壁的应力有所降低,可减少煤壁破坏程度。在支护方式上,采用柔性支护技术,选择滞后工作面 10 m 采用 $\phi 21.8$ mm \times L9800 mm 预应力锚索补强支护,预紧力为 300 kN,采用柔膜混凝土墙体替换单体液压支架,另外在煤壁侧增设补强锚索和锚杆。

巷旁支护采用 1.5 m 宽柔模混凝土充填体进行支护,充填材料选用 C60 混凝土,浇筑墙体前在其内部布置间排距为 800 mm \times 800 mm 的对拉锚杆,待混凝土终凝后对锚杆进行预紧,预紧力为 100 kN,以提高充填体的强度。

帮部补强支护,根据现场地质条件和煤岩样力学测试结果,帮部极限平衡区计算参数如下: $H = 300$ m, $m = 2$ m, $A = 0.6$, $\varphi = 26^\circ$; $c = 0.44$ MPa, $k = 2.8$, $\gamma = 25$ kN/m³, $p_c = 0.20$ MPa。由式(4)得,沿空留巷实体煤的极限平衡区宽度 $t = 3.6$ m,根据式(5)确定巷帮补强锚索的长度 $L_{索} = 5.0$ m,根据支护强度确定预紧力为 140 kN,排距为 1 m,每排 3 根。具体控制优化方案如图 26(b)所示。

5.2 现场试验分析

为了改善沿空留巷顶板和煤壁变形破坏严重,

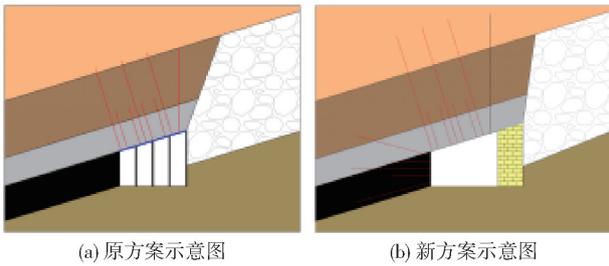


图 25 切顶留巷围岩控制示意图

支架倾倒失效的问题,该矿采用上述新方案对 1809 运输巷沿空留巷进行工业试验,并对 1809 运输巷沿空留巷期间的围岩变形进行观测(如图 27 所示),以检验新支护方案的支护效果。

结果表明,收敛可以分为两个阶段。(1)活跃期:在滞后工作面 150 m 内,由于围岩和支护中应力和变形的不断调整,变形量大幅增加。柔性支护体系(锚索,柔膜墙体)的主要功能不仅是改善围岩的

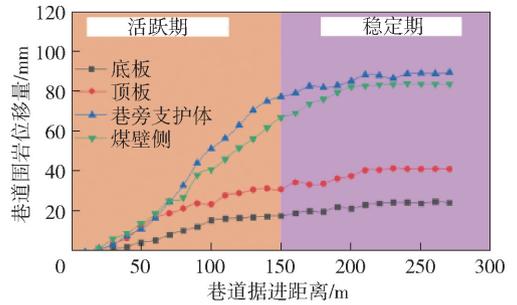


图 26 巷道围岩变形观测结果

应力状态,而且允许屈服和变形,以释放膨胀应变能,有效地减少支护压力;(2)稳定期:在滞后工作面 150 m 外,变形缓慢进展,趋于稳定。最终顶板下沉量、底鼓量、煤壁侧和巷旁支护体移近量分别为 42 mm、25 mm、84 mm 和 90 mm。变形量均在允许范围内,说明采用新的支护方案对大变形的控制效果显著,留巷控制效果如图 28(b)所示。



(a) 原方案



(b) 新方案

图 27 现场巷道围岩控制效果

6 结论

本文以中国西南矿区典型缓倾斜煤层工作面为工程背景,研究了切顶卸压沿空留巷的破坏规律,对原控制方案进行了优化研究并进行了现场应用,有效解决了巷道变形破坏严重的问题,具体结论如下:

(1)通过理论分析,建立了切顶沿空留巷围岩结构力学模型,确定了最合适的切顶高度范围应为 5.2 ~ 6.93 m,并分析认为提高煤岩层界面强度参数或提高支护强度是缩小极限平衡区的最有效方式,可通过实体煤帮中打设锚索补强支护,锚索长度应大于极限平衡区的宽度。

(2)通过数值模拟分析,确定最优切顶角度为 5°。在此角度下,巷道围岩变形破坏程度最低,顶板下沉量和煤壁移进量最小,分别为 0.52 m 和 0.84 m。在此基础上揭示了各主要因素对沿空巷道围岩变形破坏的影响规律:随着切顶角度、煤层倾

角、留巷宽度、采高以及煤层埋深的增加,巷道围岩变形破坏越显著,巷道收缩率进一步加大,基本顶断裂程度明显增加。随着基本顶厚度的增加,巷道围岩变形破坏程度越低,煤壁上方基本顶断裂程度明显降低,且巷道收缩率呈降低的趋势。

(3)巷道煤壁侧垂直应力及采场覆岩演变分三个阶段:煤壁垂直应力逐渐增大阶段对应覆岩弯曲下沉未破断阶段;煤壁垂直应力减小阶段对应覆岩破断阶段;煤壁垂直应力稳定阶段对应覆岩稳定阶段。基于这一规律,可通过监测煤壁的应力变化进行采场来压判别,实现采场顶板灾害预控。

(4)工业试验结果表明:新方案有效改善了沿空留巷围岩变形破坏严重以及支架倾倒失效的问题。此外,巷道收敛可以分为两个阶段。①活跃期:在滞后工作面 150 m 内,由于围岩和支护中应力和变形的不断调整,变形量大幅增加。柔性支护体系

(下转第 33 页)