

查文华,李雪,华心祝等.基本顶断裂位置对窄煤柱护巷的影响及应用[J].煤炭学报,2014,39(S2):332-338. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2014.0094

Zha Wenhua, Li Xue, Hua Xinzhu et al. Impact and application on narrow coal pillar for roadway protecting from fracture position of upper roof[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(S2): 332-338. doi: 10.13225/j.cnki.jccs.2014.0094

## 基本顶断裂位置对窄煤柱护巷的影响及应用

查文华<sup>1,2</sup>, 李雪<sup>1,2</sup>, 华心祝<sup>1,2</sup>, 武腾飞<sup>1,2</sup>, 殷石阳<sup>1,2</sup>

(1. 安徽理工大学 煤矿安全高效开采省部共建教育部重点实验室, 安徽 淮南 232001; 2. 安徽理工大学 能源与安全学院, 安徽 淮南 232001)

**摘要:** 针对天煜能源恒昇煤业埋深浅、煤层厚、顶板坚硬地质情况,留设煤柱过宽,则浪费煤炭资源;留设过窄,则采动必定会破坏或损伤煤柱,导致相邻采区采空区和本采区采空区遗煤漏风氧化自燃的问题。在基本顶断裂位置围岩结构力学模型的基础上,分析了基本顶断裂线位置与关键块回转角和煤柱上覆载荷之间的关系,理论计算了煤柱宽度和基本顶断裂位置,研究得到:综放工作面留设窄煤柱时,必须考虑基本顶断裂线的位置,避免巷道于基本顶断裂位置下方掘进;基本顶断裂位置为3~5 m,护巷煤柱宽度最小为4.6~6.3 m,基本顶断裂线位置正处于所留煤柱上方,煤柱此时承受的压力较大,考虑该煤层为易燃煤层,因此需增加煤柱的承载面积,最终确定该矿9205机巷护巷煤柱的合理宽度为8 m,并提出了相应的锚网索支护方案。工业性试验表明,该方法确定的煤柱宽度科学、可靠,采用的支护方案有效减小了巷道变形,增强了窄煤柱稳定性。

**关键词:** 基本顶断裂线; 回转角; 稳定性; 护巷煤柱; 煤柱宽度

中图分类号: TD823

文献标志码: A

文章编号: 0253-9993(2014)S2-0332-07

## Impact and application on narrow coal pillar for roadway protecting from fracture position of upper roof

ZHA Wen-hua<sup>1,2</sup>, LI Xue<sup>1,2</sup>, HUA Xin-zhu<sup>1,2</sup>, WU Teng-fei<sup>1,2</sup>, YIN Shi-yang<sup>1,2</sup>

(1. Key Laboratory of Safety and High-efficiency Coal Mining Constructed by Anhui Province and Ministry of Education, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China; 2. School of Mining and Safety Engineering, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China)

**Abstract:** In allusion to the geology situation of shallow buried depth, thick coal and hard roof in Hengsheng Coal Mining of Tianyu Energy, retained too wide coal pillar will waste coal resources, and, On the contrary, the pillar retained too narrow will be destroyed or damaged because of the mining activity, thus leading to the problem of air leakage, spontaneous and combustion in adjacent goaf and in local goaf. Based on the surrounding rock structure mechanical model of cracked point of main roof, analyzed the relationship between fracture position of upper roof and elevation angle of key block and overlying load, calculated the coal pillar width and fracture location of upper roof. The research reaches the conclusion that it is necessary to think about the location of fracture line of upper roof when retained narrow pillar in fully mechanized working face, and to avoid excavating roadway under the breaking line of upper roof. Besides, the fracture position of upper roof is 3-5 m and minimum width of coal pillar is 4.6-6.3 m. As the fracture location of upper roof is just above the designed coal pillar, the coal pillar bears the greater pressure, and consider the coal seam is flammable, so it is necessary to supplement the pillar bearing area. Finally, ascertaining that the reasonable pillar width of 9205 lane roadway is 8 m and providing the corresponding the bolt-mesh-anchor support scheme. The in-

收稿日期: 2014-01-22 责任编辑: 常琛

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51004002, 51474005); 安徽省高校省级自然科学基金资助项目(KJ2012A088)

作者简介: 查文华(1975—),男,安徽太湖人,副教授,硕士生导师,博士。E-mail: whzha@126.com

dustrial test show that the coal pillar width is scientific and reliable and the adopted support scheme effectively reduce the roadway deformation and enhances the stability of narrow coal pillar.

**Key words:** fracture line of upper roof; elevation angle; stability; coal pillar for protecting roadway; coal pillar width

我国厚煤层资源丰富,可采储量占全国总可采储量的 45% 左右,国有大中型煤矿年掘进巷道长度 1 万~2 万 km,其中 80% 以上是回采巷道,回采巷道布置方式可以分为留窄煤柱护巷、沿空留巷和沿空掘巷 3 种方式。

近 30 a 来,窄煤柱护巷技术得到迅速发展,该技术对合理开发地下资源,提高煤炭采出率,延长矿井开采期限具有重要意义<sup>[1-2]</sup>。目前,我国综放开采和巷道围岩控制技术基础理论研究已取得很大进展,但采区采出率是影响综放开采发展的主要因素之一,部分矿区仍然采用传统宽煤柱护巷方式,这不利于提高采区采出率;而有些煤矿采用宽煤柱护巷时巷道变形量大,造成巷道维护困难,支护成本高,不利于矿井的安全生产和经济效益的提高。面临这些问题,解决的方法通常采用矿压理论分析、数值计算、相似模拟等方法<sup>[3-7]</sup>分析侧向覆岩结构位态和侧向应力分布,大部分的研究主要集中在“宏观”大结构稳定性的把握,往往忽略了“微观”小结构对煤柱稳定性的影响。然而,综放工作面窄煤柱的稳定性控制成为制约综放开采技术的关键。综放工作面窄煤柱护巷巷道位置一般处于塑性区和破碎区煤体中,围岩力学性质比薄及中厚煤层巷道维护更为困难,而前人对基本顶关键块断裂位置对窄煤柱稳定性影响的研究较少。

笔者基于综放上覆岩层基本顶不同断裂结构形式,以基本顶断裂线位置与窄煤柱稳定性的关系为切入点,设计在 9203 与 9205 工作面之间留设宽 8 m 的窄煤柱,最终解决了厚硬基本顶综放工作面一次采全高条件下,由于煤柱过小易将硬煤压裂,使  $O_2$  进入采空区诱发发火或瓦斯逸出采空区的难题,提高采出率,节省煤炭资源。

## 1 工程概况

天煜能源恒昇煤业 9205 工作面煤层为 9 煤,其平均走向长 770 m,平均煤层厚度 5.6 m,平均倾斜宽 120 m,煤层倾角  $9^\circ$ ,可采面积 92 400  $m^2$ ,可采储量 57.253 7 万 t,煤层自燃期为 II 类自燃,煤尘有爆炸性。煤层无直接顶,直覆 K2 石灰岩基本顶,灰黑色,钙质胶结,致密,平均厚度 13.22 m,该层石灰岩抗压强度较大,其单向抗压强度 96.3 MPa,水饱和和抗压强度 78.4 MPa,单向抗拉强度 3.83 MPa,抗剪强度 9.03 MPa,为难冒落顶板。煤层直接底为泥岩,局部

相变为砂质泥岩,平均厚度 1.82 m;基本底层主要为铝质泥岩、石灰岩,平均厚度 11.37 m。

9201 工作面与 9203 工作面区段煤柱为 30 m,由于煤柱留设过宽,对资源造成了极大的浪费,针对这种埋深浅、煤层厚、顶板坚硬地质情况:如果留设过窄,则采动必定会破坏或损伤煤柱,导致相邻采区采空区和本采区采空区遗煤漏风氧化自燃。煤柱留设过宽,则煤炭资源浪费严重。

基本顶断裂线破断位置与综放窄煤柱稳定性关系密切,综放沿空巷道大、小围岩结构稳定性是相辅相成的,特别是窄煤柱的稳定性直接影响巷道围岩整体结构的稳定。因此,不同基本顶断裂线位置下巷道围岩稳定性研究是综放厚硬基本顶条件下留设合理窄煤柱宽度的主要内容。

## 2 基本顶关键块断裂位置与围岩稳定性关系分析

窄煤柱、实体煤帮及顶底板加固区稳定性决定了窄煤柱护巷巷道是否发生变形和失稳破坏,其中任何一个组成部分的变形失稳都将导致整个小结构的失稳,“小结构”失稳必将导致上覆岩层“大结构”<sup>[8]</sup>稳定性发生改变,最终导致整个结构的失稳。即窄煤柱护巷巷道失稳是各组成部分相互作用、相互影响的结果。因此,分析不同基本顶断裂位置与窄煤柱稳定性关系对控制上覆岩层“大、小结构”的稳定性有着重要的意义。图 1 为窄煤柱护巷时基本顶 3 种断裂线位置形式<sup>[9]</sup>。

### 2.1 基本顶断裂线位置对关键块 B 回转角大小及巷道围岩变形影响

当基本顶断裂线位于煤壁内侧时,关键块 B 在煤壁和直接顶支撑的支撑下,回转角较小,随着基本顶断裂线向采空区侧移动,基本顶断裂线受煤壁支撑的作用越来越小,此时回转角的大小主要取决于冒落后直接顶的碎胀系数及采空区内填实的程度。根据文献<sup>[10]</sup>中孔庄煤矿深基点观测的实测结果表明:

基本顶断裂线位于煤壁内侧时回转角  $\theta_1$  < 基本顶断裂线位于巷道上时回转角  $\theta_2$  < 基本顶断裂线位于煤柱上方时回转角  $\theta_3$ 。在相同煤柱宽度及支护方案情况下,关键块 B 回转角越大,巷道围岩变形越严重,但由于基本顶断裂线位于煤柱上方或采空区侧时,关键块 B 回转、下沉对巷道围岩变形量相对基本

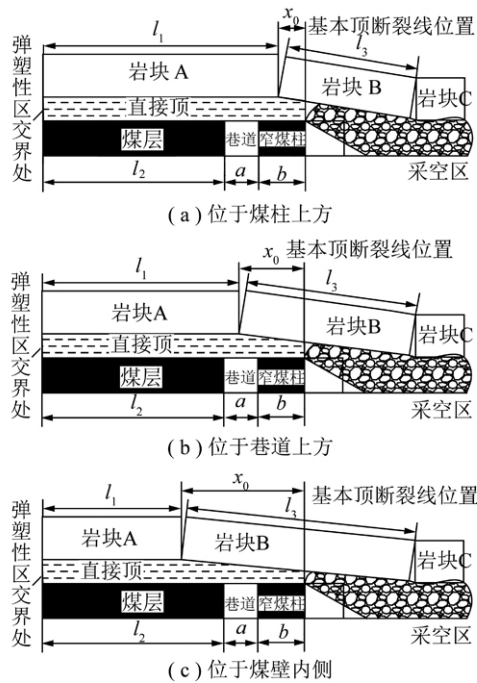


图1 窄煤柱护巷巷道基本顶断裂线位置结构形式

Fig. 1 Structure forms of fracture line position on roadway along gob roof

顶断裂线位于巷道上方情况时影响较小。

然而基本顶断裂线位于煤柱上方时关键块B的回转与下沉使关键块B下部分煤柱作为砌体梁的一个支撑点,造成煤柱将承受较大压力。

## 2.2 基本顶断裂位置与煤柱上覆载荷关系分析

根据关键层理论和“大小结构”的理论可知:煤层上覆岩层受岩质和成矿环境的影响力学特征存在较大差异,形成的“大小结构”也截然不同。因此,研究基本顶断裂位置对巷道和窄煤柱稳定性影响对综放关键块下留设窄煤柱护巷有重要意义。

根据英国威特力的“分离岩块法”<sup>[11]</sup>,该方法的理论依据是煤柱的载荷由巷道和煤柱上方一定范围内分离岩块的自重构成了煤柱的载荷构成。该理论计算方法认为窄煤柱处于未采动煤体的高压应力区和冒落矸石之间,是一个降压区,岩块一边的采空区提供一个主要自由面,因岩块呈层状可能产生一定高度的离层,导致岩块沿煤体以某一倾角断裂,进入完全自由状态,作用在煤柱上。煤柱载荷 $q$ 计算如下:

$$q = \frac{8M \tan \varphi + 2(b_1 + b_2 + b_3)h(b_1 + b_2 + b_3)\gamma}{b_2} \quad (1)$$

式中 $h$ 为冒落高度,m; $b_1$ 为巷道宽度; $b_2$ 为煤柱宽度; $b_3$ 为煤柱外侧悬顶距, $b_3 = L - b_1 - b_2$ ,m; $L$ 为基本顶侧向断裂长度,m; $q$ 为煤柱载荷; $\gamma$ 为顶板容重 $\text{kN/m}^3$ ; $\varphi$ 为剪切角; $M$ 为煤层厚度。

根据天煜能源恒昇煤业9203工作面生产技术条件,取 $\varphi = 26^\circ$ , $b_1 = 4.2\text{ m}$ , $\gamma = 27\text{ kN/m}^3$ , $M = 5.6\text{ m}$ , $h = 14.2\text{ m}$ 。

根据上述煤柱载荷计算公式,在煤柱宽度 $b_2$ 为5 m条件下,假设基本顶岩块断裂长度 $L = 22\text{ m}$ :

(1) 基本顶断裂线位于煤壁内侧0~10 m,其他参数不变,计算所得煤柱平均载荷分别为:17.85, 16.52, 15.24, 14.01, 12.80, 11.70, 10.61, 9.58, 8.60, 7.66, 6.78 MPa。根据上述数据,随着基本顶断裂线位置向采空区侧外移,直至实体煤柱边缘,煤柱上方平均载荷不断增大。

(2) 基本顶断裂线位于煤柱内侧4.0 m,及采空区侧4 m下,其他参数不变,计算所得煤柱平均载荷分别为12.8, 17.85, 7.58 MPa。

根据上述数据分析得到:

(1) 当基本顶断裂线位于采空区外侧断裂时煤柱上方载荷最小;

(2) 基本顶断裂线位于巷道及煤柱上方时煤柱承受载荷较大。

因此,当基本顶断裂线位于煤柱或巷道上方时,如果煤柱宽度尺寸过小,两帮通常出现一定范围的拉应力,导致实体煤帮破碎,从而导致窄煤柱失稳。

## 2.3 基本顶关键块断裂位置影响因素

文献[12]将基本顶结构简化为梁结构对小煤柱沿空掘巷基本顶断裂位置进行了分析,说明采场倾向断裂结构与走向基本顶的力学模型具有一致性。在此基础上,结合钱鸣高院士提出的“基本顶断裂在岩体内引起扰动”理论,开展采场倾向基本顶断裂位置的研究。

研究基本顶破断规律,一般将基本顶视为在走向方向上下被较松软的岩层夹支在其中的平面应变梁。

现只讨论基本顶为单一岩层考虑。将基本顶上下各一定厚度的介质视为弹性介质,通过对基本顶断裂时在基本顶内引起的扰动分析,基本顶的断裂位置可按最大弯矩 $M$ 所在位置进行计算,其计算公式<sup>[13]</sup>为

$$M = M_0 e^{-\alpha x} \left[ \cos \beta x + \frac{\alpha(r+S)}{\beta(r-S)} \sin \beta x + \frac{rQ_0/M_0}{\beta(r-S)} \sin \beta x \right] \quad (2)$$

式中 $r = \sqrt{\frac{k}{EI}}$ ;  $\alpha = \left( \frac{r-S}{2} \right)^{\frac{1}{2}}$ ;  $\beta = \left( \frac{r+S}{2} \right)^{\frac{1}{2}}$ ;  $S = \frac{N}{EI}$ ;  $E$ ,  $I$ 分别为基本顶岩层的弹性模量及断面矩, $I = bh^3/12$ (取 $b=1$ ); $k$ 为基本顶下方煤体的垫层系数。

为了简化起见,按 $M_0 = (R_s + N/bh_1)bh_1^2/6$ 进行

计算。其中,  $Q' = L(h_1\gamma + q)$ ;  $Q_0 = qL' + Q'$ ;  $N = \frac{LQ'}{2(h_1 - \Delta S)}$ ;  $\Delta S = \frac{h_1}{6}$ ;  $R_s$  为基本顶岩层的抗拉强度;  $N'$  为已破碎岩块回转而形成的横向力;  $L$  为断裂岩块的长度;  $L'$  为断裂岩块的悬伸部分长度;  $h_1$  为基本顶岩层的厚度;  $h_2$  为基本顶上覆岩层的厚度;  $Q'$  为断裂岩块的自重及其载荷;  $\gamma$  为基本顶岩层的容重;  $\Delta S$  为断裂岩块 B 两端竖向位移的差值;  $q$  为断裂岩块(处于离层区)的载荷集度。

该理论中对关键层结构分析主要考虑结构块之间的作用力、上覆软岩层和关键层的自重、结构自身的平衡,这与文献[12]力学模型的理论是一致的。

通过计算分析,分别研究了岩层在采空区悬伸长度和基本顶下方岩层垫层系数与基本顶断裂位置关系。

(1) 如图 2 所示,垫层系数  $k$  取值 15、50、120、200、500、700、800 MPa 时,基本顶断裂线位置分别位于煤体内侧 14、9、6、5、4、3、3 m。当垫层系数从 15 MPa 增加到 120 MPa 时,基本顶断裂线位置距采空区距离减小了 8 m,从 200 MPa 增加到 800 MPa,断裂线位置变化不大。

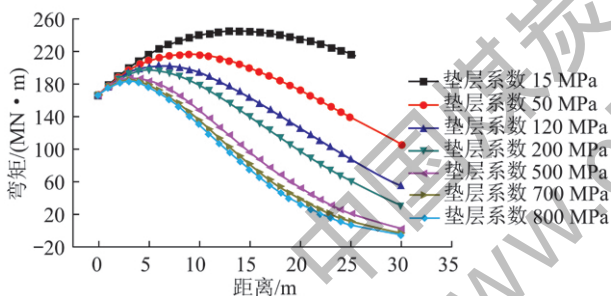


图 2 不同垫层系数下基本顶断裂线位置

Fig. 2 Fracture line position of different cushion coefficient under basic roof

通过对不同垫层系数下基本顶断裂线位置变化规律分析,同时依据煤体弹性模量计算 Winkler 地基系数公式  $k = \sqrt{\frac{E}{h}}$  [14] 得知:对于关键块 A 下掘巷,可以通过提高基本顶下方煤体的弹性模量,增大垫层系数,促使顶板断裂线的位置从实体煤侧向邻近工作面的采空区侧移动,减小煤柱载荷,从而达到减小巷道变形、增强巷道围岩稳定性的目的。

(2) 如图 3 所示,基本顶采空区侧悬顶距取 2、6、10、14 m 时,基本顶断裂线位置分别位于煤体内侧 10、6、5、4 m。当基本顶悬顶长度从 14 m 减小到 6 m 时,基本顶断裂线位置变化不明显,当基本顶悬顶长度从 6 m 减小到 2 m 时,基本顶断裂线位置变化较

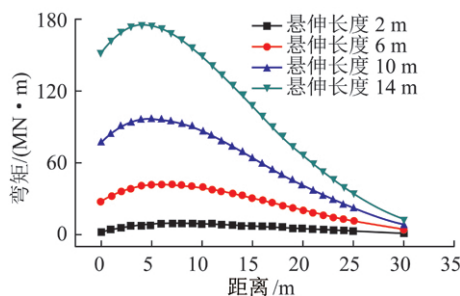


图 3 不同基本顶悬伸长度条件下基本顶断裂位置

Fig. 3 Fracture line position in different conditions of suspended extension under basic roof

大。上述数据表明:以关键块 B 下掘巷为前提,通过减小基本顶悬顶长度,可以达到使基本顶断裂线内移的效果,此方法不仅减少关键块的回转与下沉,还提高了关键块 B 的稳定性[15-16],降低煤柱上方的载荷,有利于综放弧形三角块下留设窄煤柱护巷。

### 3 巷道合理位置的确定

基本顶断裂线的位置一般在煤壁内 0~14 m 处。基本顶断裂时上覆岩层压力传递到实体煤上的支承压力明显地分为 2 个部分[17],如图 4 所示:

(1) 当基本顶断裂线位于煤体内 9~14 m 时,考虑到减少资源损失,一般采用沿空掘巷,留设煤柱宽度为 1~5 m,将下一工作面沿空巷道布置弧形三角块 B 下  $K_1$  处。

(2) 当基本顶断裂线距离采空区边界 0~6 m 时,由于留设煤柱宽度至少为 3 m,加上巷道本身宽度,需留设窄煤柱将巷道留设在  $K_2$  处。由于基本顶断裂线位于煤柱上方,煤柱将承受较大压力,需要采取合理的支护参数,确保煤柱护巷的稳定性。

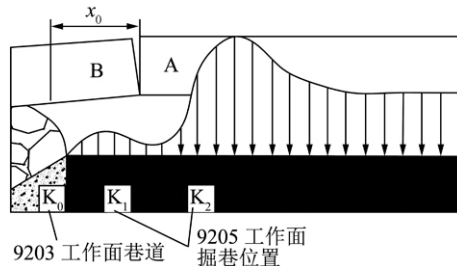


图 4 煤柱护巷巷道合理位置

Fig. 4 Reasonable position of gallery for pillar to protecting roadway

### 4 工程应用

#### 4.1 基本顶关键块断裂位置理论计算

天煜能源恒昇煤业地质技术参数及煤层垫层系数  $k$  为:  $h_1 = 11.7$  m,  $\gamma = 27$  kN/m<sup>3</sup>,  $R_s = 6.55$  MPa,  $h_2 = 4.7$  m,  $E = 1.6$  GPa,  $k = 200 \sim 600$  MPa。

如图5所示,当煤层垫层系数 $k$ 取值200,300,400,500,600 MPa时,根据式(2)计算,基本顶断裂线位置分别位于煤体内侧5.4,4.3,3.3 m,即基本顶断裂线位于煤体内部3~5 m。

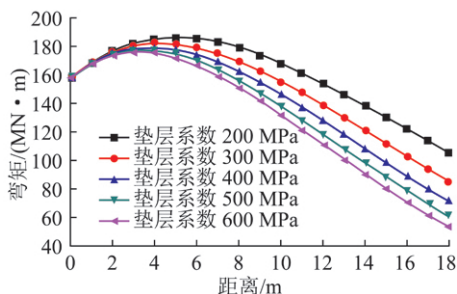


图5 9205工作面K2石灰岩基本顶断裂线位置

Fig. 5 Fracture line position of 9205 working face K2 limestone under basic roof

#### 4.2 窄煤柱宽度的理论计算

9203工作面采放厚度为5.6 m,且工作面上端2~3架支架内不放顶煤,冒落的煤体和顶板有利于限制煤柱变形,因此,放顶煤开采采空区侧煤柱塑性区宽度与其他开采方法相比较小。

图6为9203工作面机巷深部多点位移观测结果,表明:1.5 m与2 m位移发生了很大的突变,2 m到更深处位移变化不是太大,向巷道方向位移依次减小,中间没有太大的分离空间,说明倾向2 m左右煤体外侧发生了分离,由此可以初步判断机巷煤体塑性区宽度 $X_1$ 在1.5~2 m附近。从锚固支护锚杆长度 $X_3$ (2.0~2.2 m)的有效性考虑,根据煤柱宽度计算公式<sup>[18]</sup>: $B=X_1+X_2+X_3$ ,煤柱宽度 $B=4.6\sim6.3$  m。

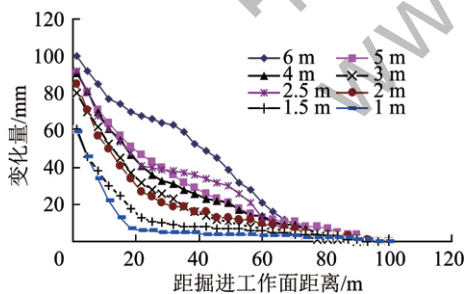


图6 巷道深部位移变化曲线

Fig. 6 Variation curves of deep displacement

#### 4.3 护巷窄煤柱宽度的确定

基本顶断裂位置理论计算结果表明了巷道上覆基本顶断裂位置位于煤体内部3~5 m。依据基本顶断裂线下巷道合理位置,煤柱宽度必须大于3~5 m。按最不利情况,则煤柱宽度留设应大于5 m,否则基本顶断裂线正好位于沿空巷道正上方;通过煤柱宽度公式计算得到留设煤柱护巷宽度为4.6~6.3 m。当留设5~6 m煤柱,基本顶断裂线位于煤柱上方位置

5 m时,靠近巷道侧的窄煤柱边缘离断裂线位置之间的宽度只有0~1 m,煤柱此时承受的压力较大,因此需增加煤柱的承载面积,保证不会由于煤柱过窄,导致煤帮破碎,造成煤柱煤体发生裂隙向采空区漏风,诱发自燃事故的发生,综合确定该矿9205机巷护巷煤柱的合理宽度为8 m。

#### 4.4 巷道支护技术

当基本顶断裂线位于煤柱上方,煤柱将承受较大压力,需要采取合理的支护参数,从而提高窄煤柱的整体强度,达到减小巷道变形、增强窄煤柱稳定性的目的。

(1) 采用预应力锚杆支护可提高锚固体的力学参数,改善被锚固体的力学性能,使锚固极限强度、残余强度得到提高,特别是残余强度的增大更为显著<sup>[18]</sup>,而且能够对外部围岩起到支护作用,限制外部围岩变形,承载能力得到充分发挥,从而控制围岩变形。

(2) 在采动高应力作用下,巷道浅部围岩较为破碎,锚杆不能有效支护,通过金属网防止破碎围岩掉落、增加护表能力,并将单根锚杆联结起来共同承载<sup>[19]</sup>,将巷道浅部围岩由载荷体变为承载体,阻止深部煤岩体松动,充分发挥高强度大延伸率锚杆整体支护的作用。

(3) 关键块回转、下沉过程中,容易使锚固体与上部直接顶、直接顶与基本顶之间产生较大离层,达到一定程度就会导致顶板垮冒,为防止冒顶事故,采用预应力锚索加强支护,保持直接顶与基本顶的同步运动。

依据上述原理,对窄煤柱采用以下支护方案,以有效地提高岩体的凝聚力和软弱结构面的抗剪强度,增强窄煤柱的强度,提高围岩稳定性。结合工程类比<sup>[20]</sup>,支护参数设计如下:

巷道断面为矩形,净宽×净高=4 200 mm×2 800 mm。断面面积: $S_J=11.76\text{ m}^2$ , $S_M=12.76\text{ m}^2$ 。

顶部支护:顶部采用锚杆、金属网、梯子梁、锚索联合支护。锚杆规格: $\phi 20\text{ mm}\times 2\,200\text{ mm}$ ,左旋无纵筋螺纹钢锚杆,间排距900 mm×900 mm,矩形布置,每根锚杆用MSK2340型树脂锚固剂3卷,锚杆穿过梯子梁锚入顶板;梯子梁采用 $\phi 12$ 圆钢焊制,长度4 000 mm,宽度70 mm;采用10号铁丝机械编制的金属网,长度4 600 mm,宽度1 400 mm,网目50 mm×50 mm。锚索采用 $\phi 15.24\text{ mm}$ 钢绞线,长度以锚入9煤顶板石灰岩深度不少于1.2 m为原则,每2排布置1根,间距2 400 mm,锚索布置在两根梯子梁中间巷道中心线上。采用规格为300 mm×300 mm×10 mm

铁垫板,锚索穿过锚索垫板垂直锚入顶板,每根锚索用 MSK2340 型树脂锚固剂 4 卷。

实体煤侧帮部:采用梯子梁、金属网、玻璃钢锚杆联合支护。锚杆规格:  $\phi 18 \text{ mm} \times 1800 \text{ mm}$ , 间排距  $900 \text{ mm} \times 900 \text{ mm}$  矩形布置,每根锚杆用 MSK2340 型树脂锚固剂 2 卷,锚杆穿过梯子梁锚入巷帮;梯子梁采用  $\phi 12$  圆钢焊制,长度  $2500 \text{ mm}$ ,宽度  $70 \text{ mm}$ ;采用 10 号铁丝机械编制的金属网,长度  $3000 \text{ mm}$ ,宽度  $1400 \text{ mm}$ ,网目  $50 \times 50 \text{ mm}$ 。

窄煤柱侧帮部:采用梯子梁、金属网、左旋无纵筋螺纹钢锚杆支护。锚杆规格:  $\phi 20 \text{ mm} \times 2200 \text{ mm}$ , 间排距  $800 \text{ mm} \times 900 \text{ mm}$ ,其他支护参数同上。

#### 4.5 围岩控制效果

为验证窄煤柱宽度及 9205 机巷支护参数是否合理,通过现场矿压观测巷道顶底板移近量、两帮变形量、顶板离层和锚杆受力情况,反馈煤柱留设宽度及支护参数合理性。

巷道围岩变形如图 7 所示,可看出:顶底板变形量最大达  $13.86 \text{ mm}$ ,两帮移近量最大值为  $19.26 \text{ mm}$ 。

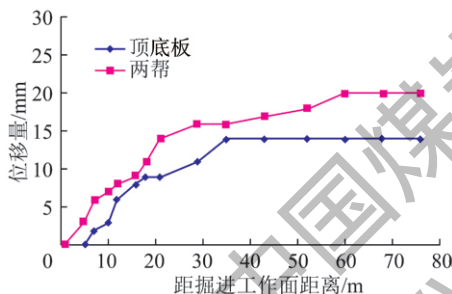


图7 巷道围岩变形曲线

Fig.7 Variation curves of roadway surrounding rock deformation

锚杆受力如图 8 所示,可看出:锚杆应力变化在距工作面  $60 \text{ m}$  以外变化不是很明显,随着工作面推进到离测站  $60 \text{ m}$  以内时锚杆应力开始有较明显变化,当距测站  $30 \text{ m}$  左右时应力计应力出现剧烈变化。煤柱侧锚杆应力变化量  $2.0 \text{ MPa}$ ,工作面侧约有  $1.8 \text{ MPa}$ 。

顶板离层监测结果如图 9 所示,观测结果数据表明:锚固区内、锚固区外离层值均较小,锚网索充分发挥了主动支护作用,巷道围岩稳定性较好。

## 5 结 论

(1) 影响基本顶断裂位置的因素有:基本顶的抗拉强度  $R_s$ 、基本顶上覆载荷  $q$ 、基本顶的厚度  $h_1$ 、以及垫层系数  $k$  和弹性模量  $E$  等。一般来讲,对于无直接顶坚硬基本顶条件下,其下方煤体的垫层系数在

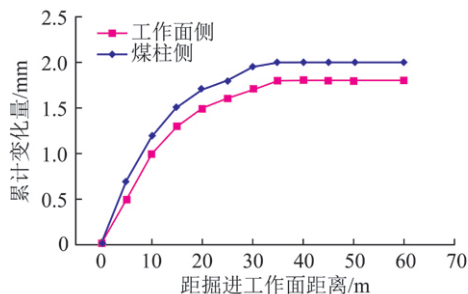


图8 锚杆受力变化曲线

Fig.8 Variation curves of bolt stress

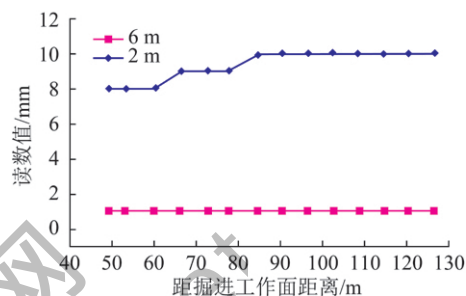


图9 顶板离层变化曲线

Fig.9 Variation curves of roof separation

$120 \text{ MPa}$  以内变化时,基本顶断裂位置随垫层系数增加不断减小;当垫层系数超过  $200 \text{ MPa}$  时,基本顶断裂位置有所减小,但变化不大,最终趋于稳定。

(2) 基本顶断裂线位于煤壁内侧时,随着基本顶断裂线内移,窄煤柱上覆荷载不断减小;基本顶断裂线位于煤柱上方时,窄煤柱上覆荷载最大。此时,需增大煤柱的承载面积,避免窄煤柱破碎、失稳。

(3) 采用放炮、密集支护切顶减小采空区侧基本顶悬顶距的方法,可以使基本顶断裂线向煤壁侧内移,该方法不仅减少关键块的回转与下沉,还提高了关键块 B 的稳定性,降低煤柱上方的载荷,有利于综放弧形三角块下留设窄煤柱护巷。

(4) 当基本顶断裂线位置位于煤壁内侧  $0 \sim 6 \text{ m}$  时,通过提高基本顶下方煤体的弹性模量,增加煤层的垫层系数的方法,可以促使顶板断裂线的位置从实体煤侧向采空区侧移动。该方法能有效减小煤柱载荷,减小巷道变形、增强巷道围岩稳定性的目的,有利于综放工作面留设窄煤柱护巷。

(5) 针对 9205 工作面试验条件,分析得到基本顶断裂位置为  $3 \sim 5 \text{ m}$ ,护巷煤柱宽度最小为  $4.6 \sim 6.3 \text{ m}$ ,基本顶断裂线位置正处于所留煤柱上方,煤柱此时承受的压力较大,考虑该煤层为易燃煤层,因此需增加煤柱的承载面积,最终确定  $8 \text{ m}$  的工作面机巷护巷煤柱宽度。

(6) 工业性试验表明:煤柱留设合理,并且采用锚杆、金属网、梯子梁、锚索联合支护进行加固,能有

效保证窄煤柱稳定性,使巷道围岩变形得到了有效控制。

#### 参考文献:

- [1] 柏建彪. 沿空掘巷围岩控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006.
- [2] 李学华. 综放沿空掘巷围岩稳定性控制原理与技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2008.
- [3] 王卫军, 侯朝炯, 李学华. 基本顶给定变形下综放沿空掘巷合理定位分析[J]. 湘潭矿业学院学报, 2001, 16(2): 1-4.  
Wang Weijun, Hou Chaojiong, Li Xuehua. Position analysis of road driving along next goaf under given deformation of the main roof in sublevel caving face[J]. J. Xiangtan Min. Inst., 2001, 16(2): 1-4.
- [4] 张东升, 王红胜, 马立强. 预筑人造帮置换窄煤柱的二步骤沿空掘巷新技术[J]. 煤炭学报, 2010, 35(10): 1589-1593.  
Zhang Dongsheng, Wang Hongsheng, Ma Liqiang. Two-step gob-side entry driving technology of pre-build artificial side substitute for narrow coal pillar[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(10): 1589-1593.
- [5] 谢广祥, 杨科, 刘全明. 综放面倾向煤柱支承压力分布规律研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(3): 545-549.  
Xie Guangxiang, Yang Ke, Liu Quanming. Study on distribution laws of stress in inclined coal pillar for fully-mechanized top-coal caving face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(3): 545-549.
- [6] 孟金锁. 综放开采“原位”沿空掘巷探讨[J]. 岩石力学与工程学报, 1999, 18(2): 205-208.  
Meng Jinsuo. Study on driving gate road on “original site” in fully mechanized top coal caving mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1999, 18(2): 205-208.
- [7] 柏建彪, 侯朝炯, 黄汉富. 沿空掘巷窄煤柱稳定性数值模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(20): 3475-3479.  
Bai Jianbiao, Hou Chaojiong, Huang Hanfu. Numerical simulation study on stability of narrow coal pillar of roadway driving along goaf[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(20): 3475-3479.
- [8] 侯朝炯, 李学华. 综放沿空掘巷围岩大、小结构的稳定性原理[J]. 煤炭学报, 2001, 26(1): 1-7.  
Hou Chaojiong, Li Xuehua. Stability principle of surrounding rock structure in fully mechanized driving along next goaf[J]. Journal of China Coal Society, 2001, 26(1): 1-7.
- [9] 王红胜. 沿空巷道窄帮蠕变特性及其稳定性控制技术研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2011: 16-17.
- [10] 刘双跃, 钱鸣高. 基本顶断裂位置及断裂后回转角的数值分析[J]. 中国矿业大学学报, 1989, 18(1): 31-36.  
Liu Shuangyue, Qian Minggao. Numerical analysis of the old roof cracked position and angle[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 1989, 18(1): 31-36.
- [11] 王琳. 基本顶破碎结构对窄煤柱稳定性影响分析及控制技术[D]. 西安: 西安科技大学, 2012: 18-20.
- [12] 赵国贞, 马占国, 孙凯, 等. 小煤柱沿空掘巷围岩变形控制机理研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2010, 12(4): 517-521.  
Zhao Guozhen, Ma Zhanguo, Sun Kai, et al. Research on deformation controlling mechanism of the narrow pillar of roadway driving along next goaf[J]. Journal of Mining & Technology, 2010, 12(4): 517-521.
- [13] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与岩层控制徐州[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003.
- [14] 陈杰, 杜计平, 张卫松, 等. 矸石充填采煤覆岩移动的弹性地基梁模型分析[J]. 中国矿业大学学报, 2012, 41(1): 14-19.  
Chen Jie, Du Jiping, Zhang Weisong, et al. An elastic base beam model of overlying strata movement during coal mining with gangue back-filling[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2012, 41(1): 14-19.
- [15] 李迎富, 华心祝. 沿空留巷上覆岩层关键块稳定性力学分析及巷旁充填体宽度确定[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 33(4): 1135-1139.  
Li Yingfu, Hua Xinzhu. Mechanical analysis of stability of key blocks of overlying strata for gob-side entry retaining and calculating width of roadside backfill[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 33(4): 1135-1139.
- [16] 余伟健, 朱川曲. 沿空掘巷围岩稳定性可控因素的敏感度及稳定性分析[J]. 湖南科技大学学报(自然科学版), 2011, 26(1): 21-27.  
Yu Weijian, Zhu Chuanqu. Analysis on the controllable factor sensitivity and stability of roadway driving along goaf[J]. Journal of Hunan University of Science & Technology (Natural Science Edition), 2011, 26(1): 21-27.
- [17] 宋振骐. 实用矿山压力与控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1988: 122-130.
- [18] 侯朝炯, 勾攀峰. 巷道锚杆支护围岩强度强化机理研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2000, 19(3): 342-345.  
Hou Chaojiong, Gou Panfeng. Mechanism study on strength enhancement for the rock surrounding roadway supported by bolt[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2000, 19(3): 342-345.
- [19] 康红普, 吴拥政, 李建波. 锚杆支护组合构件的力学性能与支护效果分析[J]. 煤炭学报, 2010, 35(7): 1057-1065.  
Kang Hongpu, Wu Yongzheng, Li Jianbo. Analysis on mechanical performances and supporting function of combination components for rock bolting[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(7): 1057-1065.
- [20] 李磊, 柏建彪, 王襄禹. 综放沿空掘巷合理位置及控制技术[J]. 煤炭学报, 2012, 37(9): 1564-1569.  
Li Lei, Bai Jianbiao, Wang Xiangyu. Rational position and control technique of roadway driving along next goaf in fully mechanized top coal caving face[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(9): 1564-1569.