



移动扫码阅读

张 博,田素川.沿空巷道顶板结构演化过程及围岩控制技术研究[J].煤炭科学技术,2019,47(12):68-75. doi:10.13199/j.cnki.cst.2019.12.010

ZHANG Bo,TIAN Suchuan.Study on roof structure evolution process and surrounding rock control technology of gob-side roadway[J].Coal Science and Technology,2019,47(12):68-75. doi:10.13199/j.cnki.cst.2019.12.010

## 沿空巷道顶板结构演化过程及围岩控制技术研究

张 博<sup>1,2</sup>,田素川<sup>2</sup>

(1.华电煤业集团有限公司,北京 100035;2.中国矿业大学 矿业工程学院,江苏 徐州 221116)

**摘 要:**为解决二次采动影响条件下厚层坚硬顶板沿空巷道的围岩控制的问题,运用理论分析、数值模拟及现场实践相结合的方法,对二次采动过程中沿空巷道顶板结构的演化过程及控制技术进行了研究。研究表明:①二次采动时煤柱两侧均形成三铰拱结构,但二次采动压力影响叠加导致煤柱上方基本顶破断岩块的上工作面一侧向下旋转,压缩煤柱,致使巷道围岩应力环境恶化;②力学分析结果表明煤柱所受的压力与上方基本顶的长度及所承受的载荷呈线性关系,基本顶侧向悬露长度过大及二次采动时超前段基本顶载荷的增加是沿空巷道围岩变形严重的主要诱因;③数值模拟结果显示二次采动过程巷道两侧垂直应力分布呈现不同的偏向性,一次采动时煤柱仍保持一定的承载能力,巷道煤柱侧垂直应力分布大于回采侧,二次采动时煤柱变形破坏严重,使得巷道回采侧垂直应力分布大于煤柱侧,非对称性明显;④坚硬顶板条件下的沿空巷道围岩控制,既要改变顶板结构从而优化巷道围岩应力环境,还要提高支护强度强化围岩对采动影响的承载能力,基于此提出了厚层坚硬基本顶沿空巷道的侧向切顶应力优化技术及支护优化方案。将方案应用于现场实践后,沿空巷道矿压显现程度大幅减小,变形得到有效控制。研究成果可为类似工程地质条件下的巷道围岩控制提供借鉴。

**关键词:**沿空巷道;厚层坚硬顶板;二次采动;应力优化

中图分类号:TD323

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2019)12-0068-08

## Study on roof structure evolution process and surrounding rock control technology of gob-side roadway

ZHANG Bo<sup>1,2</sup>,TIAN Suchuan<sup>2</sup>

(1.Huadian Coal Industry Group Co.,Ltd., Beijing 100035,China;2.School of Mines,China University of Mining and Technology,Xuzhou 221116,China)

**Abstract:**In order to solve the problem of the surrounding rock control of the gob-side roadway with thick hard roof under influence of the double mining operations,the method of combining theoretical analysis, numerical simulation and field practice were applied to study the evolution process of roof structure along the roadway and the control technology. The results show that:①A three-hinged arch structure is formed on both sides of the coal pillar during the second mining. The superposition of the double mining pressures causes the former working face side of the broken block above the coal pillar to rotate downward and compress the coal pillar, resulting in the deterioration of stress environment of surrounding rock of roadway.②Mechanical analysis results show that the pressure on the coal pillar is linear with the length of the basic roof above and load it bears. The lateral overhang length of main roof and increase of load of main roof in time-advance section during the secondary mining are main causes of serious deformation of surrounding rock along roadway. ③Numerical simulation results show that vertical stress distribution on both sides of roadway show different deflections during the double mining operations, and the coal pillars still remain a certain bearing capacity in the first mining, the vertical stress distribution of coal pillar side of roadway is larger than that of mining side, and coal pillar deformation and damage are serious in the secondary mining, which makes the vertical stress distribution of mining side of roadway larger than that of coal pillar side, and the asymmetry is obvious; ④Surrounding rock control along gobs must not only change the roof structure to optimize the surrounding rock stress environment, but also increase the support strength and strengthen the bearing capacity of surrounding rock to influence mining. Based on this,the stress optimization technology of surrounding rock of

收稿日期:2019-05-25;责任编辑:杨正凯

作者简介:张 博(1984—),男,河北保定人。E-mail:895967840@qq.com

gob-side roadway with thick hard basic roof is put forward. After the scheme is applied to field practice, mine pressure along gob decreases significantly, and the deformation is effectively controlled. The research results provide a reference for surrounding rock control of roadways under similar engineering geological conditions.

**Key words:** gob-side roadway; hard roof with thick layer; double mining influence; stress optimization

## 0 引 言

复用沿空巷道既要为上工作面服务,又要保留下来为本工作面服务,受重复采动影响,其围岩控制问题是制约矿井高产高效的难题<sup>[1-2]</sup>。近年来,诸多学者对二次动压影响沿空巷道的围岩控制问题进行了大量研究。胡千庭等<sup>[3]</sup>通过力学试验研究了重复采动条件下坚硬顶板的损伤特性;张俊文等<sup>[4]</sup>研究确定侧向基本顶岩块的运移是影响沿空巷道围岩稳定性的主导因素;殷帅峰等<sup>[5]</sup>研究了基本顶断裂位置对沿空巷道围岩的力学环境及塑性区发育的影响规律;张向东等<sup>[6]</sup>研究了多次采动影响下大跨度煤巷支护难的原理;张广超等<sup>[7-8]</sup>研究了基本顶断裂线位置对沿空巷道围岩变形影响的作用机理,分析了侧向基本顶断裂块回转运动对沿空巷道围岩的动态影响规律,提出了非对称锚梁控制技术;许兴亮等<sup>[9]</sup>研究了多次采动过程侧向顶板结构的变化过程及对巷道矿压显现规律的影响;郑西贵等<sup>[10]</sup>研究了采动影响过程煤柱内侧向支承压力的演化过程,并提出了结构协同支护原理;李季等<sup>[11]</sup>通过分析工作面侧向煤体主应力方向的变化规律揭示了沿

空巷道非均匀大变形机理。上述研究成果对解决二次动压影响沿空巷道围岩控制难题的侧重点各不相同,目前并未出现普适性的理论和技术,同时由于不同矿区具体地质条件的差异性<sup>[12-14]</sup>,仍需进行进一步的研究。

针对上述问题,笔者通过分析巷道破坏特征建立了二次采动阶段沿空巷道顶板结构模型,研究顶板结构演化对沿空巷道应力环境的影响规律,并以此为基础提出针对性的沿空巷道围岩控制技术。研究成果可为类似地质条件下的沿空巷道围岩控制提供借鉴。

## 1 工程地质概况

### 1.1 沿空巷道概况

小纪汗煤矿 11217 工作面回采 2 号煤层,煤层倾角  $1^{\circ}\sim 3^{\circ}$ ,煤厚 3.8~5.5 m,平均煤厚 4.81 m,埋深约 380 m。工作面走向长度为约为 5 100 m,倾向长度为 320 m,采用一次采全高采煤法。11217 工作面北侧为已回采的 11215 工作面,区段保护煤柱的宽度为 20 m,工作面选用三巷布置,保留辅助运输巷作为下个工作面的回风巷,即 11217 回风巷原为 11215 辅助运输巷。巷道位置关系如图 1 所示。

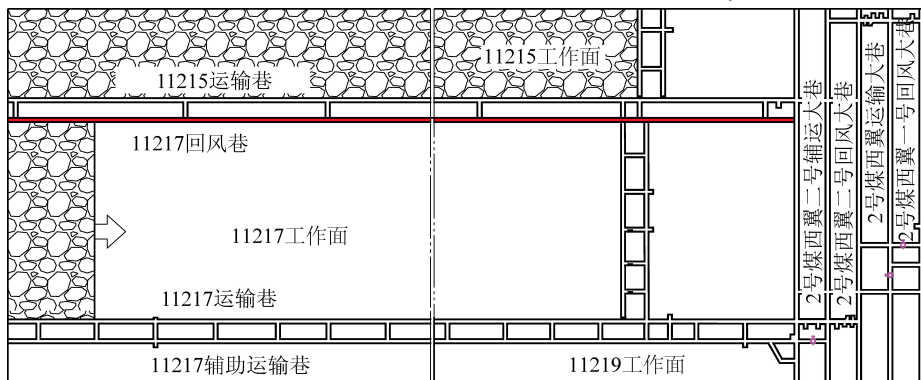


图 1 巷道位置关系

Fig.1 Roadway position relationship

11215 工作面采完后马上进行 11217 工作面的回采,11217 回风巷经历二次采动影响。巷道断面为矩形,宽 $\times$ 高=5.5 m $\times$ 3.8 m,采用锚网索联合支护。巷道直接顶及基本顶均为砂岩,普氏系数约为 3.4,直接顶厚 0.5 m,基本顶厚约 27 m,因此厚层坚硬顶板成为工作面开采及巷道维护的显著特征。

### 1.2 沿空巷道动压显现特征

在经历二次采动影响过程中,11217 回风巷超

前段变形破坏剧烈,严重影响工作面的正常推进,具体表现为:顶板破碎下沉、出现破碎坠兜,部分网片撕裂煤体漏出,顶板整体呈偏向煤柱侧倾斜状,该侧顶板下沉量可达 0.7 m;煤柱帮中上部鼓出变形明显,顶部出现煤体整体推移,变形量可达 1.2 m 左右,钢带、网片撕裂,破碎煤体漏出,部分锚杆失效;回采帮严重片帮,最大片深可达 1.2 m,本侧塑料网片强度较低易被撕裂,大量片落煤体漏出,锚杆大面

积失效。

## 2 沿空巷道顶板结构演化过程分析

### 2.1 上工作面回采后侧向顶板结构

厚煤层一次采全高时,采场侧方支承压力普遍升高,上工作面推进过后,区段煤柱边缘厚层坚硬基本顶在采动压力作用下破断,而煤层厚度远小于基本顶厚度,因此破断后的基本顶块体易形成“三铰拱”结构<sup>[14]</sup>如图2所示。

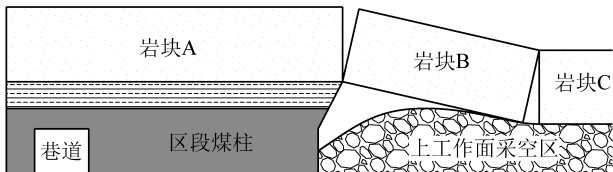


图2 一次采动基本顶侧向破断结构

Fig.2 Lateral fracture structure of main roof with first mining

其中岩块B对“三铰拱”结构的稳定性和工作面侧向支承压力分布特征起主导作用,称为关键块<sup>[15]</sup>。

### 2.2 本工作面回采时基本顶二次断裂结构

本工作面回采后,在区段煤柱的另一侧同样会产生类似“三铰拱”结构,并以煤柱上方基本顶块体为中介相互作用,如图3所示。

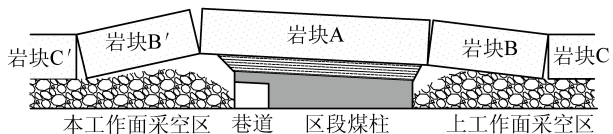


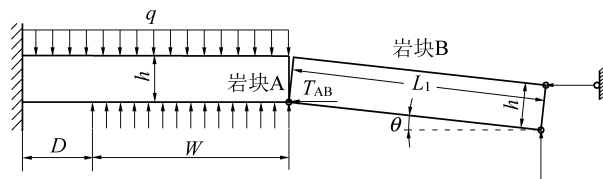
图3 二次采动基本顶侧向断裂结构

Fig.3 Lateral fracture structure of main roof with twice mining

煤柱所承受的压力不仅是岩块A及上覆岩层的载荷,还包括煤柱2个拱结构产生的向下的剪切力,因此煤柱载荷瞬间增大。同时,受工作面回采次序影响,煤柱两侧拱结构对岩块A产生的向下作用力不相等,本工作面超前支承压力与上工作面侧向支承压力叠加导致岩块A的上工作面一侧向下旋转,压缩煤柱。由于煤体强度较低,导致巷道顶板变形呈向煤柱帮侧倾斜的状态。受高应力作用,煤柱将发生快速持续变形,导致工作面端头和超前段巷道变形破坏严重。

### 2.3 顶板力学模型演化分析

一次采动侧方“三铰拱”结构受力分析,上工作面回采后,侧方形成三铰拱结构,根据顶板及煤柱受力特征简化如图4所示的力学模型。岩块A位于煤柱上方,且一侧悬空,将基本顶上方载荷简化为均布载荷。



$q$ —上覆均布载荷; $L_1$ —采空区冒落岩块的断裂长度;  
 $h$ —基本顶破断岩块厚度; $\theta$ —采空区冒落岩块的回转的角度;  
 $D$ —巷道宽度; $W$ —煤柱宽度; $T_{AB}$ —水平挤压力

图4 基本顶破断结构力学模型

Fig.4 Mechanical model of main roof breaking structure

此时,岩块A与采空区冒落岩块之间存在水平挤压力,力的大小 $T_{AB}$ 为<sup>[16]</sup>

$$T_{AB} = \frac{qL_1^2}{h - L_1 \sin \theta} \quad (1)$$

假设区段煤柱在处于弹性阶段,此时的煤柱变形较小,上覆载荷视为均布力,岩块A的长度为巷道宽度 $D$ 、煤柱宽度 $W$ 及悬露长度 $X$ 之和。

根据材料力学的叠加原理,岩体A变形过程中的受力一部分来自于上覆载荷,一部分来自于煤柱支撑。如果保证煤柱完全支撑岩块,不发生旋转变形,则有岩块A最外端受上覆载荷作用的挠度为

$$\omega = -q(D+W+X)^4/(8EI) \quad (2)$$

式中: $E$ 为基本顶的弹性模量,MPa; $I$ 为基本顶转动惯量,  $m^4$ 。

岩块A破断前,巷道侧煤柱变形极小,可近似认为岩块A最外端的挠度为0,则可以得出岩块A对煤柱的垂直压力为

$$F = 3q(D+W+X)/8 \quad (3)$$

由此可以得出,煤柱压力与上方基本顶的长度及所承受的载荷呈线性关系。由此可知,若基本顶悬露长度过大,则煤柱承受的压力越大,煤柱内应力环境越差,叠加采空区内垮落岩块对煤柱上方岩块的水平推力作用,煤柱出现向巷道方向的推挤作用,不利于巷道维护。

一次采动时,侧向应力分布导致基本顶受附加载荷影响,巷道出现一定的应力升高,但受煤柱隔绝作用,应力集中现象不明显;而二次采动时,本工作面采动压力导致超前段基本顶上的载荷进一步增加,导致煤柱所承受的压力增加,煤柱及巷道围岩力学环境恶化,变形破坏严重;同时,基本顶侧向悬顶进一步加剧了煤柱及巷道应力的增加,不利于巷道维护。

## 3 沿空巷道围岩稳定性数值模拟分析

### 3.1 数值模型建立

建立FLAC<sup>3D</sup>大尺寸数值计算模型(图5),模型

尺寸  $X \times Y \times Z = 160 \text{ m} \times 160 \text{ m} \times 80 \text{ m}$ , 断面尺寸与实际尺寸一致。模型顶部采用应力边界, 模拟该层位岩层 320 m 埋深, 取 8 MPa, 其余五面采用位移约束, 法向位移为 0; 侧压系数为 1, 模型计算采用摩尔-库仑准则。模型各岩层选取及物理力学参数依据地质资料及实验室实测结果确定, 见表 1。

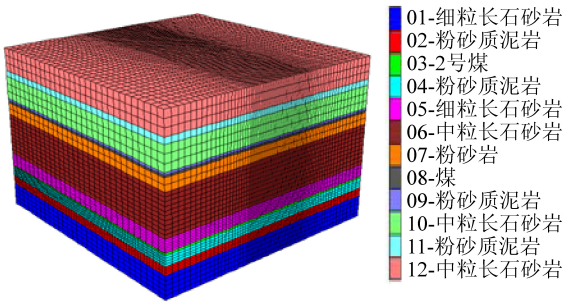


图 5 数值计算模型

Fig.5 Numerical model

表 1 数值模拟各岩层参数

Table 1 Parameters of each stratum in numerical simulation

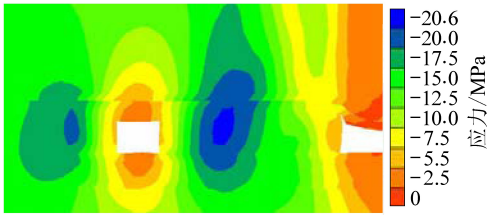
| 岩层     | 厚度/<br>m | 密度/<br>( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ ) | 黏聚力/<br>MPa | 内摩擦<br>角/( $^{\circ}$ ) | 抗拉强<br>度/MPa | 泊松比  |
|--------|----------|--------------------------------------------|-------------|-------------------------|--------------|------|
| 中粒长石砂岩 | 12.1     | 2 220                                      | 5.08        | 34.6                    | 4.61         | 0.20 |
| 粉砂质泥岩  | 2.5      | 2 500                                      | 2.05        | 29.3                    | 1.68         | 0.26 |
| 中粒长石砂岩 | 10.9     | 2 240                                      | 5.18        | 34.2                    | 4.26         | 0.20 |
| 粉砂质泥岩  | 0.8      | 2 420                                      | 2.06        | 28.8                    | 1.66         | 0.26 |
| 煤      | 1.2      | 1 290                                      | 0.97        | 26.2                    | 1.03         | 0.31 |
| 粉砂岩    | 6.1      | 2 560                                      | 3.82        | 31.6                    | 3.36         | 0.22 |
| 中粒长石砂岩 | 20       | 2 280                                      | 5.04        | 35.3                    | 4.68         | 0.20 |
| 细粒长石砂岩 | 6.5      | 2 310                                      | 5.31        | 33.9                    | 5.11         | 0.18 |
| 粉砂质泥岩  | 0.5      | 2 500                                      | 2.11        | 29.0                    | 1.74         | 0.25 |
| 2 煤    | 5.1      | 1 300                                      | 1.17        | 25.6                    | 0.84         | 0.30 |
| 粉砂质泥岩  | 3.0      | 2 540                                      | 1.99        | 29.4                    | 1.59         | 0.25 |
| 细粒长石砂岩 | 11.3     | 2 280                                      | 5.35        | 33.2                    | 4.95         | 0.18 |

模拟过程中巷道顶板采用锚网索支护, 螺纹钢锚杆规格  $\phi 20 \text{ mm} \times 2\,300 \text{ mm}$ , 间排距  $900 \text{ mm} \times 1\,000 \text{ mm}$ , 锚索规格  $\phi 17.8 \text{ mm} \times 6\,000 \text{ mm}$ , 间排距  $2\,700 \text{ mm} \times 3\,000 \text{ mm}$ , 布置方式为 2-1-2。煤柱帮采用锚网支护, 螺纹钢锚杆  $\phi 16 \text{ mm} \times 1\,800 \text{ mm}$ , 回采帮采用玻璃钢锚杆, 规格为  $\phi 18 \text{ mm} \times 2\,000 \text{ mm}$ , 帮部锚杆间排距为  $1\,000 \text{ mm} \times 1\,000 \text{ mm}$ 。

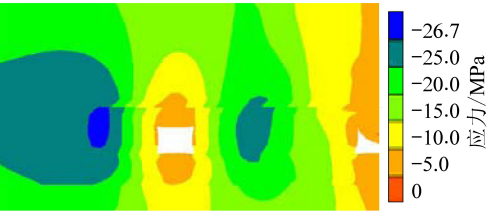
### 3.2 采动影响沿空巷道围岩应力变化规律

一次采动为上工作面回采过后采空区稳定阶段巷道围岩状态, 二次采动为本工作面回采时超前工作面煤壁 5 m 位置的沿空巷道断面围岩状态。在二次采动影响过程中, 沿空巷道两帮垂直应力变化幅度较顶底板更大, 如图 6 所示。

巷道受一次采动影响后, 围岩已经出现一定程度的破碎, 尤其是两帮, 煤柱帮内出现弹性应力集中核心; 而二次采动影响使得浅部围岩继续向深部破坏, 围岩变形后的新应力平衡向更深处转移, 受煤柱



(a) 一次采动

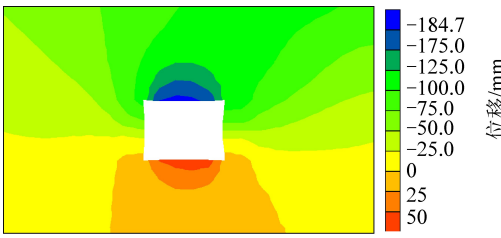


(b) 二次采动

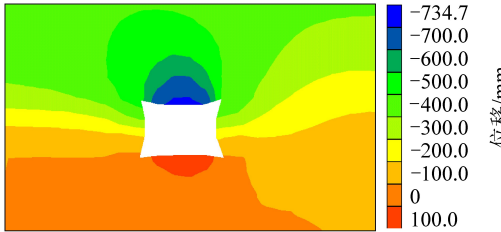
图 6 两次采动过程沿空巷道围岩垂直应力变化

Fig.6 Vertical stress variation of gob-side roadway surrounding rock during mining processes

帮承载范围的局限, 在煤柱内部一定位置出现更大范围的高应力承载区, 而巷道超前段回采侧处于工作面应力降低区, 所以垂直应力显现反而不如煤柱中明显, 导致二次采动时巷道受非对称性压力作用。一次采动时上工作面侧向悬露基本顶结构控制巷道围岩应力分布, 所以此时巷道垂直应力分布偏向于采空侧; 而二次采动时本工作面走向基本顶破断控制超前段矿压显现, 且巷道紧邻工作面, 所以出现明显的偏向实体侧的应力分布特征。应力分布是围岩变形的基础, 因此围岩的垂直位移分布呈现出与垂直应力相似分布特征, 如图 7 所示。



(a) 一次采动



(b) 二次采动

图 7 采动影响沿空巷道围岩垂直位移分布

Fig.7 Vertical displacement variation of gob-side roadway surrounding rock during mining processes

垂直压力是衡量及预测巷道顶底板位移的重要

指标,沿空巷道顶板下沉量随着采动影响的加强逐渐增加。区段煤柱的存在隔绝了部分一次采动产生的影响,而沿空巷道的一帮是本工作面回采的重要组成部分,因此,巷道所经受的二次采动影响要远大于一次采动影响,顶板下沉量由 184.7 mm 增至 734.7 mm,底鼓量由 64.8 mm 增至 171.0 mm,均有大幅增加。

采动影响过程巷道塑性区变化如图 8 所示。由

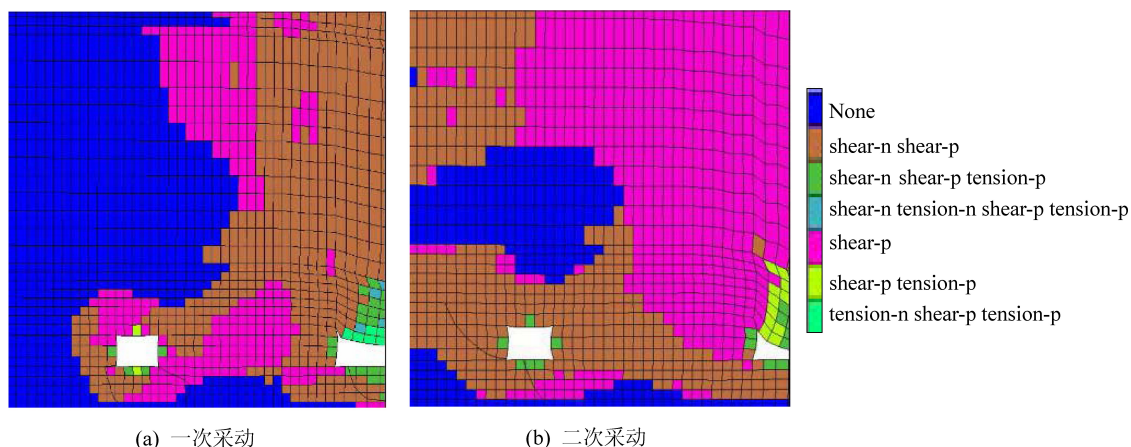


图 8 采动影响沿空巷道围岩塑性区分布

Fig.8 Plastic zone variation of gob-side roadway surrounding rock during mining processes

#### 4 动压沿空巷道围岩应力优化技术

当煤层顶板为坚硬厚层顶板时,区段煤柱采空侧顶板易形成大跨度悬顶,由于 2 个工作面回采间隔时间达 1 年以上,沿空巷道围岩处于长时间、高压作用下,围岩强度持续降低,弱化了沿空巷道承受二次采动影响的基础<sup>[17-18]</sup>。因此,侧向悬空厚层坚硬基本顶是沿空巷道应力环境恶化、围岩稳定性降低的根源。基于前文对侧向基本顶结构的分析,提前采取措施在悬空基本顶内部形成节理弱面,然后利用采动支承压力的使之在工作面前方即发生破断,一方面消除大跨度悬顶以及突然破断对临空侧回采巷道围岩的强烈动压影响,从根本上大幅释放沿空巷道围岩压力,使沿空巷道长期处于良好的应力环境中。侧向悬顶超前断裂后,工作面附近沿空巷道的应力变化情况如图 9 所示。

侧向悬顶断裂前,侧向基本顶破断岩块形成铰接结构,采空区边缘处的岩块一端受采空区支撑,一端暴露与煤柱上方岩块咬合,导致该范围内的采空区不与基本顶接触,而无应力显现;侧向悬顶断裂后,基本顶沿煤壁边缘切落与采空区全范围接触,再上覆载荷作用下,使得该范围内应力有一定程度显现,区段煤柱内的应力分布大幅减小。

图 8 可以看出,一次采动影响时,巷道塑性区影响半径约 4 m 上,远超出了锚网索支护范围,因此,一次采动过程中巷道支护对围岩变形的控制效果即出现了大幅降低,加剧了二次采动的影响程度。而二次采动时,围岩塑性区进一步扩展,在动压显现的瞬间,支护大面积失效,失去了围岩控制的作用,在二次采动过程中应增加支护强度,尤其是锚杆索支护范围应超过塑性区发育范围,以增加支护的可靠性。

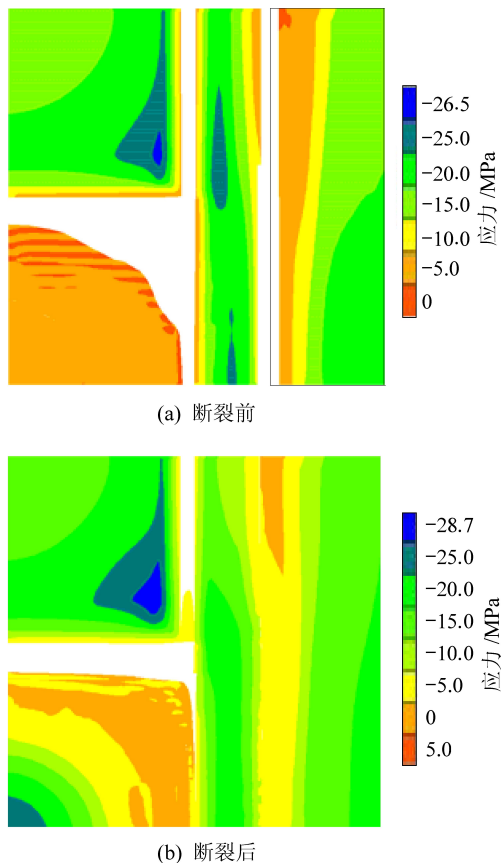


图 9 侧向悬顶断裂前后沿空巷道围岩应力变化  
Fig.9 Stress variation of surrounding rock of gob-side roadway before and after lateral overhanging roof fracture

5 工程应用分析

5.1 采空侧悬空顶板切顶卸压方案

为避免切顶作业与工作面回采的互相影响,施工位置须避开工作面超前采动影响范围<sup>[21]</sup>,因此,在 11217 回风巷超前工作面 120 m 的位置开始施工,在煤柱帮每隔 5 m 向 11215 采空区方向施工 1 组钻孔(3 个钻孔),每组钻孔在同一垂直断面内扇形布置,孔径 75 mm,如图 10 所示。每组各钻孔参数见表 2。

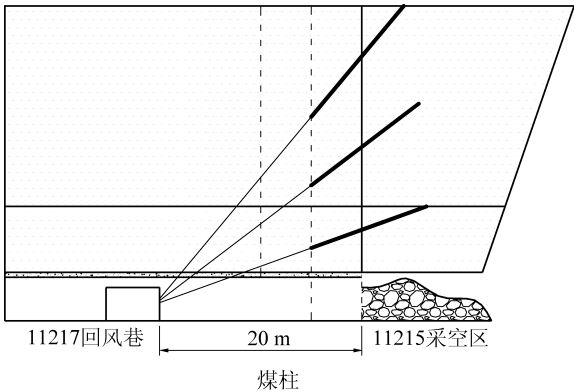


图 10 钻孔布置示意

Fig.10 Borehole layout

表 2 炮孔布置参数

Table 2 Borehole Arrangement Parameters

| 炮孔<br>编号 | 起始<br>位置  | 仰角/<br>(°) | 孔深/m | 装药<br>长度/m | 封泥<br>长度/m | 装药<br>量/kg |
|----------|-----------|------------|------|------------|------------|------------|
| a        | 帮部高 2.2 m | 50         | 37   | 14         | 23         | 46.2       |
| b        | 帮部高 2.0 m | 37         | 32   | 13         | 19         | 42.9       |
| c        | 帮部高 1.8 m | 20         | 28   | 12         | 16         | 39.6       |

对每个钻孔进行装药,装药步骤包括把起爆药、导爆索送入钻孔(图 10 中粗线段),并用炮泥封孔,炸药采用煤矿三级安全水胶炸药,药卷规格为  $\phi 70$  mm $\times$ 350 mm。钻孔装药段和封孔段长度同时满足以下条件:①装药段起始位置至少从煤柱中心线偏向采空区侧开始向内装药(巷道煤柱帮深度 15 m 位置向内开始装药);②封孔段长度大于 9 m。装药、封孔完毕后,连接雷管到导爆索、封泥,最后连接爆破网络,实施起爆。

5.2 巷道支护补强方案

根据动压显现过程中巷道围岩变形的空间位置进行重点补强:顶板采用桁架锚索,每 2 排原有锚索中间布置一套锚索桁架,带 45°外偏角施工,规格为  $\phi 21.6$  mm $\times$ 8 200 mm,间排距 3.3m $\times$ 2.0 m。在每排桁架中央垂直顶板施工两根锚索,规格为  $\phi 21.6$  mm $\times$ 8 200 mm,间排距 1.3 m $\times$ 2.0 m。回采帮每两排锚杆

之间施工 1 排 3 根锚杆,采用  $\phi 22$  mm $\times$ 2400 mm 长左旋无纵筋螺纹钢等强锚杆,间排距 1 m $\times$ 1 m,与原有锚杆成五花布置。煤柱帮在两排锚杆之间施工两根锚索,规格为  $\phi 21.6$  mm $\times$ 6 500 mm,间排距 1 m $\times$ 2 m。如图 11 所示。

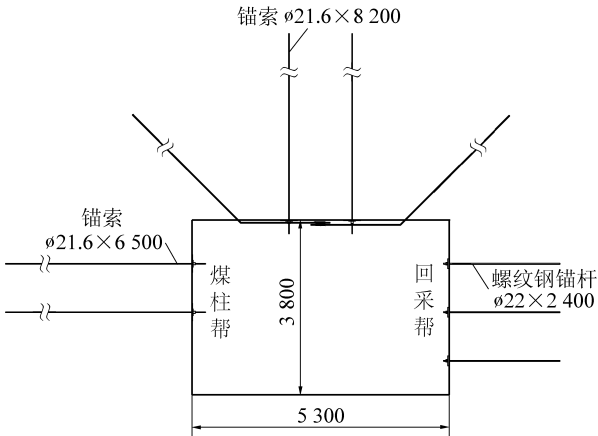
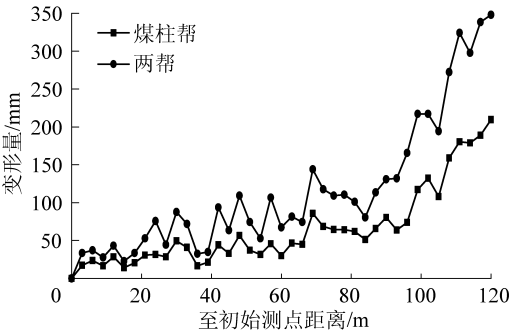


图 11 巷道补强支护断面

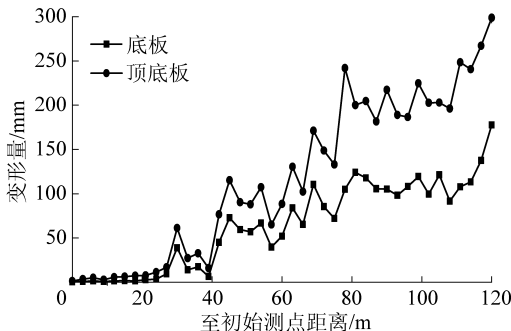
Fig.11 Cross section of roadway reinforcement support

5.3 应用效果实测分析

实施切顶方案后,等工作面推进至切顶位置,布置测点观测工作面前方 120 m 范围内(3 m 一组测点)巷道表面位移情况。自测点布置完毕当天起每天观测 1 次,持续至工作面推过观测段。观测结果如图 12 所示。



(a) 两帮累计移近量



(b) 顶底板累计移近量

图 12 受二次采动影响期间沿空巷道围岩变形曲线

Fig.12 Surrounding rock deformation curve of gob-side roadway during double mining influence

在观测期间,沿空巷道两帮最大位移约为350 mm,其中煤柱帮变形量略大于回采帮,约为210 mm,虽有一定的变形量,但煤柱帮鼓出大幅降低,回采帮片帮也得到有效控制。沿空巷道的顶底板相对移近量最大约为300 mm,顶板下沉得到明显改善,完整性较好,且未再出现整体倾斜性变形。将围岩控制方案应用于现场后,沿空巷道变形得到明显控制,巷道断面满足工作面推进要求,工程实践取得了成功。

## 6 结 论

1)分析了两次采动过程中沿空巷道顶板结构的演化过程。一次采动后基本顶侧向断裂形成三铰拱结构,二次采动时煤柱两侧均形成三铰拱结构,但在本工作面超前支承压力与上工作面侧向支承压力叠加作用下煤柱上方基本顶块体偏向一侧向下旋转,恶化巷道围岩应力环境。

2)得出了两次采动过程中煤柱受力特征及围岩垂直应力分布演化特征。煤柱所受的压力与上方基本顶的长度及所受载荷呈线性关系,一次采动时巷道煤柱侧垂直应力分布大于回采侧,二次采动时巷道回采侧垂直应力分布大于煤柱侧,非对称性明显。

3)提出了厚层坚硬基本顶沿空巷道围岩应力优化技术。采取措施弱化悬空基本顶结构,利用采动压力使之超前破断,从根本上大幅释放沿空巷道围岩压力,优化沿空巷道应力环境。

4)提出了侧向悬空顶板切顶卸压方案及补强支护,将方案应用于现场实践后,沿空巷道变形得到明显控制,巷道断面满足工作面推进要求,工程实践取得了成功。

## 参考文献(References):

- [1] 范德源,刘学生,谭云亮,等.深井中等稳定顶板沿空留巷锚注切顶支护技术研究[J].煤炭科学技术,2019,47(5):107-112.  
FAN Deyuan, LI Xuesheng, TAN Yunliang, *et al.* Research on bolting and cutting support technology for moderately stable roof of gob side entry retained in deep mine[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(5): 107-112.
- [2] 郭金刚,王伟光,何富连,等.大断面综放沿空巷道基本顶破断结构与围岩稳定性分析[J].采矿与安全工程学报,2019,36(3):446-454,464.  
GUO Jingang, WANG Weiguang, HE Fulian, *et al.* Main roof break structure and surrounding stability analysis in gob-side entry with fully-mechanized caving mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(3): 446-454, 464.
- [3] 胡千庭,田成林,谭云亮,等.重复采动条件下坚硬顶板力学试验研究[J].中国矿业大学学报,2018,47(1):67-72.

- HU Qianting, TIAN Chenglin, TAN Yunliang, *et al.* Study of the hard roof mechanical properties in the process of repeated coal mining[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2018, 47(1): 67-72.
- [4] 张俊文,刘 畅,李玉琳,等.错层位沿空巷道围岩结构及其卸让压原理[J].煤炭学报,2018,43(8):2133-2143.  
ZHANG Junwen, LIU Chang, LI Yulin, *et al.* Study on the surrounding rock structure of stagger layout roadway and its pressure release as well as deformation yielding mechanism[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(8): 2133-2143.
- [5] 殷帅峰,石建军,冯吉成,等.无巷旁充填支护沿空留巷顶板断裂位置研究[J].煤炭科学技术,2019,47(1):193-198.  
YIN Shuaifeng, SHI Jianjun, FENG Jicheng, *et al.* Study on roof breaking location of gateway retained along goaf with no gateway sidewall backfilling and support[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(1): 193-198.
- [6] 张向东,李庆文,黄开勇,等.采动影响下大跨度煤巷耦合支护技术研究与应[J].岩石力学与工程学报,2014,33(1):60-68.  
ZHANG Xiangdong, LI Qingwen, HUANG Kaiyong, *et al.* Study of coupling support for large-span coal roadway under mining dynamic load and its application[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(1): 60-68.
- [7] 张广超,何富连.大断面综放沿空巷道煤柱合理宽度与围岩控制[J].岩土力学,2016,37(6):1721-1728,1736.  
ZHANG Guangchao, HE Fulian. Pillar width determination and surrounding rocks control of gob-side entry with large cross-section and fully-mechanized mining[J]. Rock and Soil Mechanics, 2016, 37(6): 1721-1728, 1736.
- [8] 张广超,吴 涛,吴继鲁,等.综放工作面沿空掘巷顶煤挤压破裂机理与控制技术[J].煤炭科学技术,2019,47(5):95-100.  
ZHANG Guangchao, WU Tao, WU Jilu, *et al.* Mechanism and control technology of top coal squeezing and fracture of gob-side entry driving in fully-mechanized caving mining face[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(5): 95-100.
- [9] 许兴亮,田素川,李俊生,等.小纪汗煤矿工作面顶板破断结构对巷道矿压影响规律研究[J].煤炭学报,2017,42(2):308-314.  
XU Xingliang, TIAN Suchuan, LI Junsheng, *et al.* Influence law of roof breaking structure of working face on roadway pressure in Xi-aojihan Coal Mine[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(2): 308-314.
- [10] 郑西贵,安铁梁,郭 玉,等.原位煤柱沿空留巷围岩控制机理及工程应用[J].采矿与安全工程学报,2018,35(6):1091-1098.  
ZHENG Xigui, AN Tieliang, GUO Yu, *et al.* Surrounding rock control mechanism and engineering application of in-situ coal pillar in gob-side entry retaining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2018, 35(6): 1091-1098.
- [11] 李 季,马念杰,丁自伟.基于主应力方向改变的深部沿空巷道非均匀大变形机理及稳定性控制[J].采矿与安全工程学报,2018,35(4):670-676.

- LI Ji, MA Nianjie, DING Ziwei. Heterogeneous large deformation mechanism based on change of principal stress direction in deep gob side entry and control[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2018, 35(4): 670-676.
- [12] 于 斌, 刘长友, 杨敬轩, 等. 坚硬厚层顶板的破断失稳及其控制研究[J]. 中国矿业大学学报, 2013, 42(3): 342-348.
- YU Bin, LIU Changyou, YANG Jingxuan, *et al.* Research on the fracture instability and its control technique of hard and thick roof[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2013, 42(3): 342-348.
- [13] 朱 珍, 张科学, 何满潮, 等. 无煤柱无掘巷开采自成巷道围岩结构控制及工程应用[J]. 煤炭学报, 2018, 43(S1): 52-60.
- ZHU Zhen, ZHANG Kexue, YANG Jun, *et al.* Surrounding rocks control technology and application of automatically formed roadway in mining without coal pillar and gate road excavation[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(S1): 52-60.
- [14] 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 large and small structures of surrounding rock in gob-side driving roadway of fully mechanized caving[J]. Journal of China Coal Society, 2001, 26(1): 1-7.
- [15] 王红胜, 李树刚, 张新志, 等. 沿空巷道基本顶断裂结构影响窄煤柱稳定性分析[J]. 煤炭科学技术, 2014, 42(2): 19-22.
- WANG Hongsheng, LI Shugang, ZHANG Xinshi, *et al.* Analysis on stability of narrow coal pillar influenced by main roof fracture structure of gob-side roadway[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(2): 19-22.
- [16] 钱鸣高, 缪协兴, 何富连. 采场“砌体梁”结构的关键块分析[J]. 煤炭学报, 1994, 19(6): 557-563.
- QIANG Minggao, MIAO Xiexing, HE Fulian. Analysis of key block in the structure of voussoir beam in longwall mining[J]. Journal of China Coal Society, 1994, 19(6): 557-563.
- [17] 高玉兵, 郭志彪, 杨 军, 等. 沿空切顶巷道围岩结构稳态分析及恒压让位协调控制[J]. 煤炭学报, 2017, 42(7): 1672-1681.
- GAO Yubing, GUO Zhibiao, YANG Jun, *et al.* Steady analysis of gob-side entry retaining formed by roof fracturing and control techniques by optimizing mine pressure[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(7): 1672-1681.
- [18] 徐青云, 黄庆国, 张广超. 综放剧烈采动影响煤巷窄煤柱破裂失稳机理与控制技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2019, 36(5): 941-948.
- XU Qingyun, HUANG Qingguo, ZHANG Guangchao. Fracture and instability mechanism and control technology of a narrow coal pillar in an entry in fully mechanized caving mining under intense effect mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(5): 941-948.
- [19] 袁超峰, 袁 永, 朱 成, 等. 薄直接顶大采高综采工作面切顶留巷合理参数研究[J]. 煤炭学报, 2019, 44(7): 1981-1990.
- YUAN Chaofeng, YUAN Yong, ZHU Cheng, *et al.* Reasonable parameters of roof cutting entry retaining in thin immediate roof and large mining height fully-mechanized face[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(7): 1981-1990.