

文章编号: 1673-3363-(2015)03-0478-07

# 煤柱底板主应力差演化特征及巷道布置

许磊<sup>1</sup>, 张海亮<sup>2</sup>, 耿东坤<sup>2</sup>, 李博<sup>3</sup>

(1. 河南理工大学土木工程学院, 河南 焦作 454000; 2. 山东能源临矿集团上海庙矿业公司, 内蒙古 鄂尔多斯 016200; 3. 贵州大学喀斯特环境与地质灾害防治教育部重点实验室, 贵州 贵阳 550000)

**摘要** 采用FLAC<sup>3D</sup>和理论分析研究了龙门塔矿8<sup>#</sup>煤层残余煤柱底板下主应力差分布规律, 结果表明: ① 煤柱边缘主应力差呈45°向底板扩散, 距离煤柱越远扩散范围越广且逐渐衰减; ② 煤柱较窄时, 中线和边缘主应力差影响深度浅, 煤柱增大到中部具有弹性核时, 底板主应力差变化和影响深度较大, 当煤柱宽度足够大时, 中部趋于原岩应力; ③ 中线处、煤柱边缘处主应力差呈负指数规律向深部衰减; ④ 同一水平面上, 主应力差呈马鞍状分布; ⑤ 煤柱宽度增加, 煤柱中线处和边缘处主应力差先增大后减小, 但煤柱边缘主应力差峰值位置先减小后增大。认为: ① 内错布置可以避开主应力差峰值, 巷道处于低主应力差环境; ② 内错足够距离可避开较大的主应力差变化率。9207胶带巷内错20 m, 其承受平均主应力差小于1.5 MPa, 两帮最大相对移近速度6 mm/d、顶底最大相对移近速度7 mm/d, 10 d实现自稳, 两帮相对移近量87 mm, 顶底相对移近量97 mm。

**关键词** 煤柱; 底板; 主应力差; 内错

**中图分类号** TD 353 **文献标志码** A **DOI** 10.13545/j.cnki.jmse.2015.03.021

## Principal stress difference evolution in floor under pillar and roadway layout

XU Lei<sup>1</sup>, ZHANG Hailiang<sup>2</sup>, GENG Dongkun<sup>2</sup>, LI Bo<sup>3</sup>

(1. School of Civil Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo, Henan 454000, China;  
2. Shandong Energy Linyi Group Shanghaimiao Co Ltd, Ordos, Inner Mongolia 016200, China;  
3. Key Laboratory of Karst Environment and Geohazard Prevention, Ministry of Education, Guizhou University, Guiyang, Guizhou 550000, China)

**Abstract** Floor principal stress difference distribution characteristics of 8<sup>#</sup> coal pillars was simulated by FLAC<sup>3D</sup> and theoretical analysis. Research results are as follows: ① The principal stress difference near coal pillar edge transfers to floor in 45 degrees; the farther distance to coal pillar is, the wider the diffusion range is, and it decays gradually. ② When the pillar is narrow, influence depth of midline and edge is shallow. When the coal pillar has increased with a central elastic core, floor varies obviously and influence depth is big, and if the coal pillar is wide enough, the middle part is as stress of primary rock. ③ Principal stress difference in midline and coal pillar edge decreases to depth in the form of negative exponent. ④ In the same horizontal plane, principal stress difference are distributed as saddle shape. ⑤ With pillar width increasing, principal stress difference in the coal pillar midline and edge increases at

收稿日期: 2013-09-30

基金项目: 河南理工大学博士基金项目(B2015-70)

作者简介: 许磊(1980—), 男, 河南省焦作市人, 博士, 从事巷道支护和深部岩体力学性质方面的研究。

E-mail: 32246714@qq.com

Tel: 18611623304

first and then decreases; however principal stress difference peak position in coal pillar edge outer margin decreases at first and then increases. It has proved that: ① Inboard-type layout could avoid principal stress difference peak, and roadway is in the low principal stress difference environment; ② Enough in-board distance could avoid major principal stress difference change rate. With in boardtype layout of 20 m in 9207 belt roadway, the average principal stress difference is below 1.5 MPa. Both sides maximal relative convergence velocity is 6 mm/d; roof-to-floor maximal relative convergence velocity is 7 mm/d; Self-stabilization period is 10 days; both sides relative convergence is 87 mm and roof-to-floor relative convergence is 97 mm.

**Key words** coal pillar; floor; principal stress difference; inboard-type

上位煤层采空后不可避免留下残余煤柱,造成底板应力的变化<sup>[1-9]</sup>,下位煤层巷道布置不得不考虑巷道位置与上位煤柱的空间关系。以往的研究成果集中在底板垂直应力的变化方面,并据此把底板应力环境划分为增压区和减压区,我国煤矿底板巷道的布置也主要依据于此<sup>[10]</sup>,认为巷道应该布置在减压区内,该理论对我国采矿工程实践起到至关重要的指导作用。

前西德学者雅可毕和我国的钱鸣高院士均研究过煤柱和煤体下方底板岩层垂直应力的分布特征。张炜等<sup>[11]</sup>通过弹性力学理论计算得出,遗留煤柱在顶板均布载荷作用下底板不同深度剪切应力、垂直应力及水平应力三者均呈现出非均匀分布,并定义了应力场变化率系数 $\xi$ 。张百胜等<sup>[12]</sup>认为在煤柱底板非均匀应力场下布置巷道时,易导致支护体结构失稳,不仅应当把巷道布置在采空区下方的应力降低区内,还应考虑尽可能将其布置在应力改变率为极小值位置处。

底板应力的变化包括多方面,如垂直应力、水平应力、剪应力。岩石的破坏多为压剪类型,而主应力差间接代表控制岩体破坏的剪切应力,为此本文选取主应力差为衡量指标研究下位煤层巷道的应力环境,据此给出巷道合理位置。

## 1 地质工程条件

龙门塔煤矿主采8<sup>#</sup>和9<sup>#</sup>两层煤,层间为粉砂岩和泥岩,层间距9 m左右,属于近距离煤层开采(见图1)。8<sup>#</sup>煤层厚1.71 m,顶板依次为石灰岩、泥岩、细砂岩、石灰岩。当前8<sup>#</sup>煤层已采空,留下了大量区段煤柱,煤柱宽度20 m。9<sup>#</sup>煤层平均埋深112 m,平均厚度2 m,倾角3°~8°, $f=1.5\sim 2.5$ 。

当前9<sup>#</sup>煤层的9207胶带巷要选择合理位置,按照传统理论应该布置在采空区下,但是布置在采

空区下什么位置、距上位煤柱多远合适,有待研究。

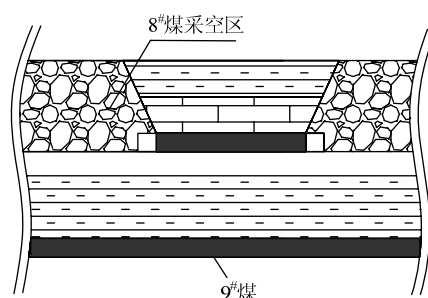


图1 8<sup>#</sup>和9<sup>#</sup>煤层采掘关系

Fig.1 The mining relationship between 8<sup>#</sup> and 9<sup>#</sup> coal seam

## 2 数值模型

根据该区域具体生产地质条件,采用Flac<sup>3D</sup>建立模型(图2)。模型尺寸为70 m×50 m×65 m;左、右边界 $x$ 方向位移固定,前、后边界 $y$ 方向位移固定,底部 $z$ 方向位移固定;上覆岩层平均容重2 650 kN/m<sup>3</sup>,重力加速度9.81 m/s<sup>2</sup>,该区无明显构造影响,且根据地应力测试结果侧压系数取1.0;本构关系采用Mohr-Coulomb准则。

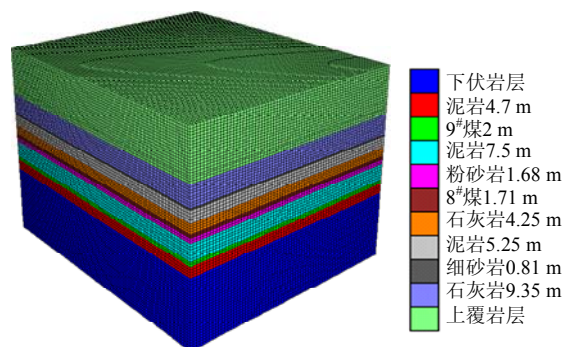


图2 数值模型

Fig.2 Numerical model

模拟方案:以步距5 m,模拟煤柱宽度5~40 m变化过程中底板主应力差分布特征。详细岩层力学参数见表1。

表 1 岩层力学参数  
Table 1 Mechanical parameters of strata

岩层	密度/(kg·m <sup>-3</sup> )	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa	剪胀角/(°)
上覆岩层	2 800	10.50	6.30	2.90	35	2.00	3
石灰岩	2 800	7.87	3.38	2.26	28	2.19	3
细砂岩	2 750	8.82	4.84	2.30	30	2.47	3
泥岩	2 720	7.52	3.15	2.20	29	2.30	4
石灰岩	2 800	7.87	3.38	2.26	28	2.19	3
8 <sup>#</sup> 煤	2 690	6.87	3.30	1.00	28	1.19	5
粉砂岩	2 800	8.95	4.88	2.50	30	2.50	3
泥岩	2 350	3.55	2.10	1.80	24	1.60	4
9 <sup>#</sup> 煤	1 350	2.35	1.47	1.00	20	1.20	5
泥岩	2 360	3.68	2.10	1.70	25	1.50	4
下伏岩层	2 750	9.95	4.92	2.56	30	2.00	3

3 主应力差深部传递规律

主应力差是材料在任意载荷作用下弹塑性的表征，其间接反映剪应力的分布状态<sup>[13-15]</sup>。其值等于第一主应力减去第三主应力，若规定主应力大小顺序为  $\sigma_1 \geq \sigma_2 \geq \sigma_3$ ，可由下式表达：

$$\sigma_s = |\sigma_1 - \sigma_3| \tag{1}$$

3.1 主应力差区域形态

提取模拟数据经后处理软件可视化，可得煤柱下底板主应力差场分布云图，如图3。

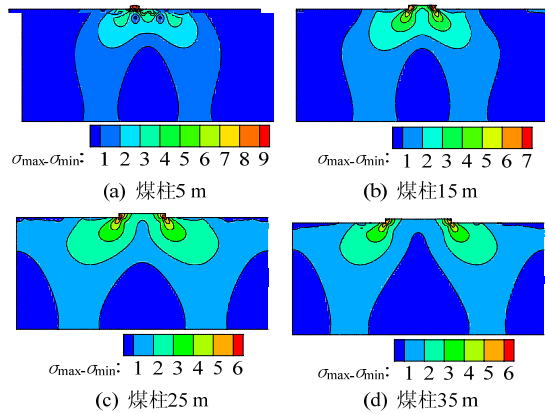


图 3 底板主应力差分布形态 (MPa)

Fig.3 Floor principal stress difference distribution

由图3可看出：① 煤柱下底板主应力差呈扩散状向底板传递，分布具有非均匀性，距离煤柱越远扩散范围越广，且逐渐衰减；② 煤柱边缘主应力呈45°向底板传播，且在该方向衰减速率最慢；③ 煤柱宽度较小时，扩散较均匀，随着煤柱宽度的增大，中部逐渐恢复到原岩应力，主应力差等值线逐渐内凹，呈两侧大于中部的特征。

3.2 中线处主应力差深部传递规律

中线处垂直方向上主应力差向深部逐渐递减，

不同的煤柱宽度其递减方式不同，如图 4。

由图 4 可知：① 煤柱宽度 5~15 m 时，浅部主应力差升高较大，深度方向上主应力差也迅速降低；② 煤柱宽度 15~40 m 时，中线处主应力差趋于平缓，煤柱宽度越大，同一深度主应力差越小，深部变化曲线越平缓，煤柱宽度足够大时，中线处趋于原岩应力；③ 深度大于 12 m 后，煤柱宽度 5~15 m 时的主应力差低于煤柱宽度 15~40 m 时的对应量；④ 主应力差沿深度方向呈负指数规律降低。

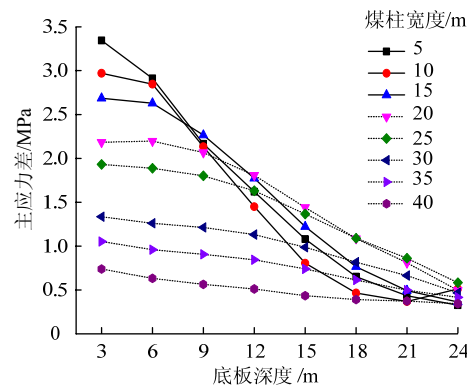


图 4 不同宽度煤柱中线处主应力差深部传递特征

Fig.4 Principal stress difference propagation in midline with different pillar width

3.3 边缘处主应力差深部传递规律

煤柱宽度不同，主应力差在边缘处垂直向深部传递规律类似，均呈负指数规律递减，如图 5 所示。由图可知：① 煤柱宽度 5~15 m 时，主应力差在深度方向衰减速率大于煤柱宽度 20~40 m 对应的量；② 煤柱宽度 20~40 m 时，同一水平面上，煤柱宽度越大煤柱边缘处主应力差越小，足够深时，趋于一致。

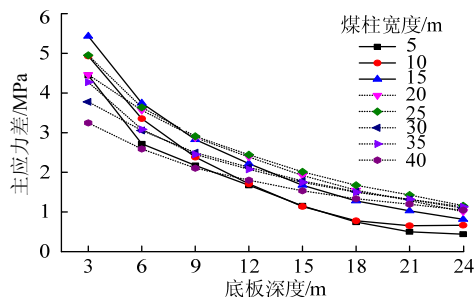


图5 不同宽度煤柱边缘处底板主应力差传递特征

Fig.5 Principal stress difference propagation at border with different pillar width

通过以上分析可知: 煤柱宽度较小时, 对煤柱下方及边缘主应力差影响较浅; 当煤柱宽度中有弹性核时, 底板垂直方向上主应力差变化程度和深度较大; 当煤柱宽度足够大时, 深度方向主应力差变化较小, 且煤柱中线处趋于原岩应力。

#### 4 主应力差水平分布规律

9<sup>#</sup>煤层距8<sup>#</sup>煤层9 m左右, 为此以9 m水平面为例说明不同煤柱宽度主应力差水平分布特征。

##### 4.1 主应力差水平分布特征

由图6可看出: ① 煤柱宽度不同其主应力差水平分布特征类似, 均呈马鞍状分布, 呈两侧主应力差大于中部的特征; ② 主应力差极大值位于煤柱边缘外侧, 且距峰值越近主应力差变化率越大; ③ 煤柱宽度越大马鞍状主应力差范围越大, 同时煤柱中线处的主应力差和外侧的主应力差及位置不断变化。

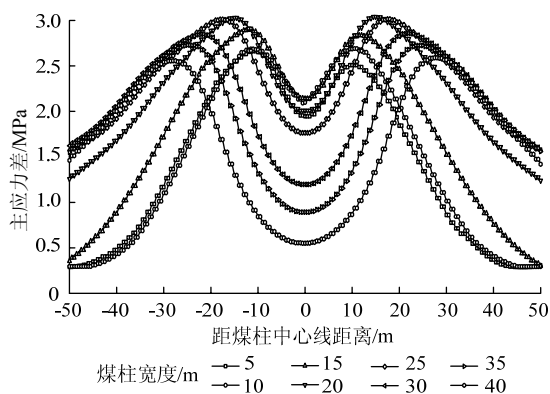


图6 不同宽度煤柱主应力差水平分布特征

Fig.6 Principal stress difference horizontal distribution with different pillar width

##### 4.2 中线处主应力差演化特征

由图7可知: ① 煤柱中线处主应力差随着煤柱宽度的增大经历了先增大、达峰值后再减小的过程; ② 煤柱宽度5 m时, 中线处主应力差为2 MPa,

煤柱宽度15 m时, 达到极大值2.1 MPa, 而后随着煤柱宽度增加中线处主应力差急剧减小, 煤柱宽度40 m时, 主应力差为0.6 MPa。

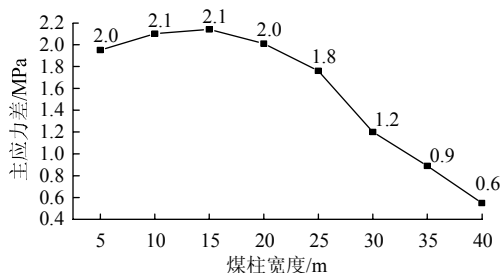


图7 中线处主应力差与煤柱宽度关系

Fig.7 The relationship between principal stress difference in midline and pillar width

#### 4.3 煤柱外侧主应力差峰值演化特征

2条曲线分别呈正“V”和倒“V”分布: ① 主应力差峰值同样经历了先增大后减小的过程, 煤柱宽度20 m时, 达其峰值3.0 MPa, 煤柱宽度5 m和40 m时, 主应力差峰值相近, 分别为2.5 MPa和2.6 MPa; ② 主应力差峰值距煤柱边缘的距离, 随煤柱宽度增大, 先减小后增大, 煤柱宽度15 m时, 距离煤柱边缘最近, 为4 m左右, 煤柱宽度5 m和35 m时, 主应力差峰值离煤柱距离7 m左右。

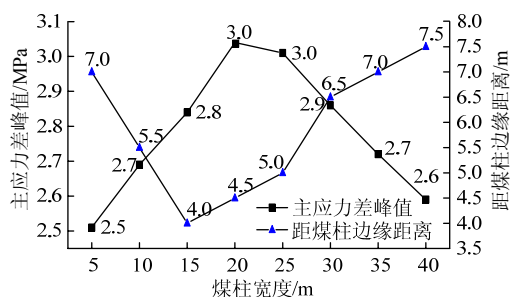


图8 主应力差峰值演化特征

Fig.8 Evolution of principal stress difference peak

由以上分析可知: 同一水平面上, 煤柱宽度较小时, 煤柱中线处主应力差较小, 当煤柱增大至中部具有弹性核时, 主应力差较大, 而后随煤柱宽度增大而减小; 同样的, 煤柱中部有弹性核时, 主应力差峰值最大且距煤柱边缘最近, 煤柱较大或较小时, 主应力差峰值较小且距煤柱较远。

### 5 理论分析

#### 5.1 底板应力解析

底板考虑为弹性, 煤柱载荷按均布载荷处理, 通过叠加原理把半无限平面点荷载的作用推广到自由边界上受均布载荷作用, 如图9。

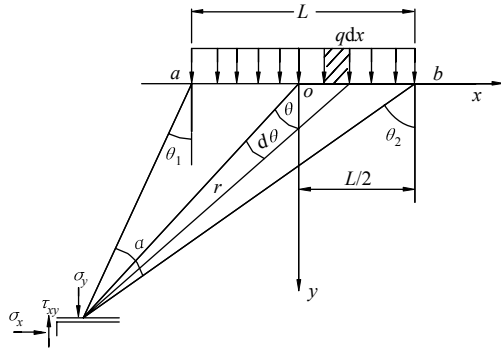
图 9 均布载荷作用计算图<sup>[4]</sup>

Fig.9 Uniformly distributed load calculation chart

借鉴前人的成果,均布载荷作用下底板煤岩体内的应力计算公式为:

$$\sigma_x = \frac{q}{\pi} \left[ \frac{\arctan \frac{x+L/2}{y} - \arctan \frac{x-L/2}{y} - \frac{y(x+L/2)}{y^2 + (x+L/2)^2} + \frac{y(x-L/2)}{y^2 + (x-L/2)^2} \right] \quad (2)$$

$$\sigma_1 = \frac{q}{\pi} \left[ \arctan \frac{x+L/2}{y} - \arctan \frac{x-L/2}{y} \pm \sqrt{\left( \frac{y(x+L/2)}{y^2 + (x+L/2)^2} - \frac{y(x-L/2)}{y^2 + (x-L/2)^2} \right)^2 + \left( \frac{y^2}{y^2 + (x+L/2)^2} - \frac{y^2}{y^2 + (x-L/2)^2} \right)^2} \right] \quad (6)$$

将式(6)代入式(1)可得,主应力差解析表达式

$$\sigma_1 - \sigma_3 = \frac{2q}{\pi} \sqrt{\left( \frac{y(x+L/2)}{y^2 + (x+L/2)^2} - \frac{y(x-L/2)}{y^2 + (x-L/2)^2} \right)^2 + \left( \frac{y^2}{y^2 + (x+L/2)^2} - \frac{y^2}{y^2 + (x-L/2)^2} \right)^2} \quad (7)$$

根据具体工程地质条件,不考虑煤柱应力集中系数的情况下,上覆岩层平均密度  $2750 \text{ kg/m}^3$ ,  $g$  取  $9.81 \text{ m/s}^2$ ,煤柱宽度  $20 \text{ m}$ ,代入式(7),可得不同水平面主应力差,如图 10。

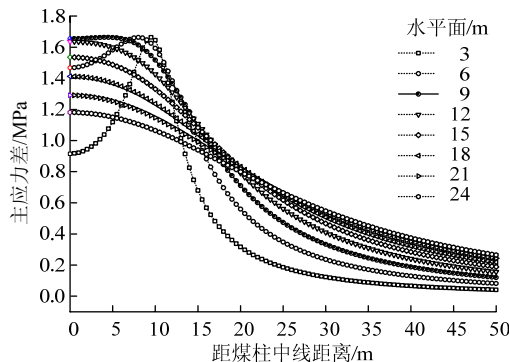


图 10 底板不同水平面主应力差解析图

Fig.10 Principal stress difference theoretical value on various horizontal plane in floor

由图可知:① 3~24 m 不同水平面上主应力差大致呈马鞍状或抛物线状分布;② 主应力差呈煤

$$\sigma_y = \frac{q}{\pi} \left[ \frac{\arctan \frac{x+L/2}{y} - \arctan \frac{x-L/2}{y} + \frac{y(x+L/2)}{y^2 + (x+L/2)^2} - \frac{y(x-L/2)}{y^2 + (x-L/2)^2} \right] \quad (3)$$

$$\tau_{xy} = -\frac{q}{\pi} \left[ \frac{y^2}{y^2 + (x+L/2)^2} - \frac{y^2}{y^2 + (x-L/2)^2} \right] \quad (4)$$

式中:  $q$  为作用于底板煤岩体上的均布载荷;  $L$  为均布载荷宽度;  $\tau_{xy}$  为剪应力;  $\sigma_x$  为水平应力;  $\sigma_y$  为垂直应力。

## 5.2 底板主应力差解析

由材料力学,二向应力状态最大、最小主应力计算式为

$$\sigma_1 = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} \pm \sqrt{\left( \frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} \right)^2 + \tau_{xy}^2} \quad (5)$$

将式(2)~(4)代入式(5)得

柱中间或煤柱边缘大于煤柱外侧的分布特征,距离煤柱越远,主应力差越小;③ 距离煤柱中线  $17.5 \text{ m}$ (煤柱边缘  $7.5 \text{ m}$ )时,各个水平面上主应力差曲线均出现了拐点,此后主应力差曲线由凸曲线变为凹曲线,主应力差迅速下降,以  $9 \text{ m}$  水平面为例,当距煤柱中线  $30 \text{ m}$ (边缘  $20 \text{ m}$ )后主应力差下降到  $0.30 \text{ MPa}$ 。

## 6 工程应用

### 6.1 巷道合理位置

针对该工程条件,下位  $9\#$  煤层巷道布置时,主要考虑与  $8\#$  煤层煤柱的水平距离。

通过比较  $9\#$  煤层主应力差理论和模拟结果(如图 11),布置在煤柱下和煤柱边缘附近巷道将承受较大的主应力差。

当巷道距离煤柱边缘  $20 \text{ m}$  后,理论和模拟结果的主应力差平均值降低到  $1.5 \text{ MPa}$ ,且该处主应力差变化率较低。现场实践中  $9207$  胶带巷选择在



距煤柱 20 m 的位置。

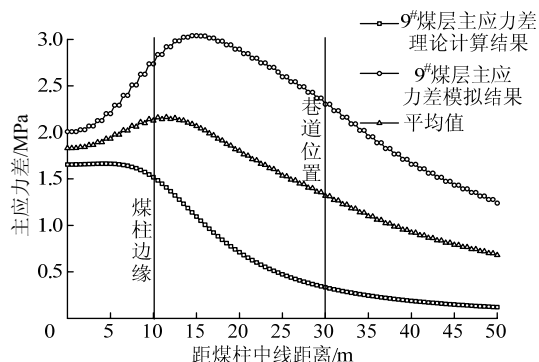


图 11 平均主应力差与巷道位置图

Fig.11 The relationship of average principal stress difference and roadway location

## 6.2 支护技术

9207 胶带巷支护参数如图 12。

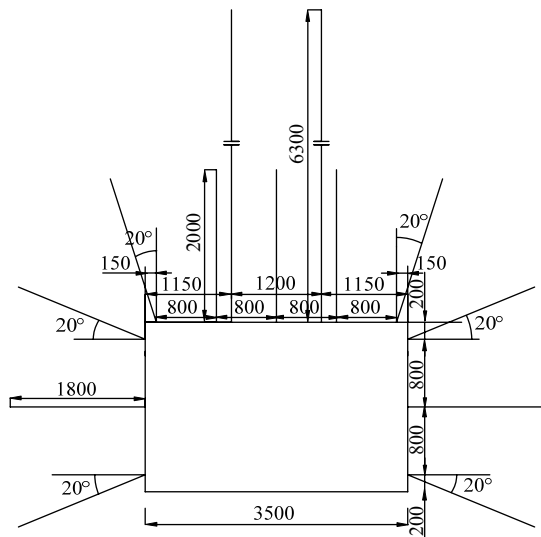


图 12 9207 胶带巷支护断面图 (mm)

Fig.12 Support sectional design of 9207 belt roadway

1) 顶板支护: 采用  $\Phi 20$  mm $\times$ L2000 mm 左旋无纵筋螺纹钢锚杆, 间排距为 800 mm $\times$ 800 mm, 每排 5 根, 每根锚杆采用 1 支 CK2340 和 1 支 Z2360 锚固剂; 铺设钢筋网和钢带, 托盘规格 120 mm $\times$ 120 mm $\times$ 10 mm, 扭矩大于 150 N $\cdot$ m; 锚索规格为  $\Phi 17.8$  mm $\times$ L6300 mm, 间排距 1600 mm $\times$ 1400 mm, 每根锚索采用 1 支 CK2340 和 2 支 Z2360 树脂药卷、1 块 300 mm $\times$ 300 mm $\times$ 16 mm 钢板、1 块 120 mm $\times$ 120 mm $\times$ 10 mm 托盘、1 套锁具, 初次张拉 100 kN。

2) 两帮支护: 采用  $\Phi 20$  mm $\times$ L1800 mm 左旋无纵筋螺纹钢锚杆, 间排距为 800 mm $\times$ 800 mm, 每侧每排 3 根, 树脂药卷加长锚固, 每根锚杆采用 1 支 Z2360 锚固剂; 铺设菱形网和  $\Phi 14$  mm 圆钢梯子梁,

托盘规格 120 mm $\times$ 120 mm $\times$ 10 mm, 扭矩大于 150 N $\cdot$ m。

## 6.3 矿压分析

① 9207 胶带巷自稳时间为 10 d 左右; ② 两帮最大相对移近速度 6 mm/d、顶底最大相对移近速度 7 mm/d, 两帮相对移近量 87 mm、顶底相对移近量 97 mm, 如图 13; ③ 未出现锚杆失效、围岩大变形等情况。

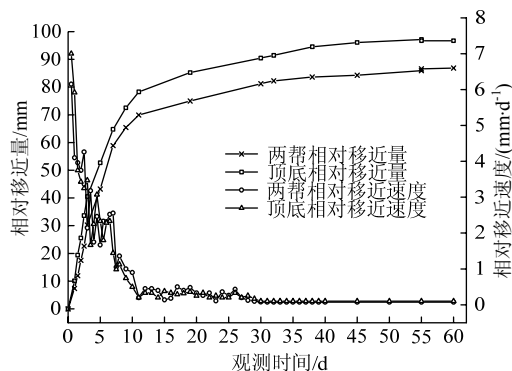


图 13 矿压观测结果

Fig.13 Results of mine pressure

## 7 结 论

1) 煤柱底板的主应力差整体呈扩散状向底板传播, 且逐渐衰减; 煤柱边缘主应力差呈 45° 向底板传播, 且在该方向衰减速率最慢。

2) 煤柱宽度较小时, 对煤柱下方及边缘主应力差影响较浅, 当煤柱宽度中有弹性核时, 底板垂直方向上主应力差变化程度和深度较大; 中线处主应力和边缘处主应力差呈负指数规律向深部降低。

3) 同一水平面上, 不同煤柱宽度主应力差呈马鞍状分布, 峰值位于煤柱边缘外侧; 随煤柱宽度增加, 煤柱中线处和煤柱边缘主应力差均先增大后减小, 而边缘处主应力差峰值距煤柱边缘距离经历了先减小后增大的过程。

4) 采用内错式且避开主应力差峰值和其变化率较大的位置足够距离, 底板巷道应力环境较好。

## 参考文献:

- [1] 白庆升, 屠世浩, 王方田, 等. 浅埋近距离房式煤柱下采动应力演化及致灾机制[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(增刊 2): 3772-3778.  
BAI Qingsheng, TU Shihao, WANG Fangtian, et al. Stress evolution and induced accidents mechanism in shallow coal seam in proximity underlying the room mining residual pillars[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(Sup 2): 3772-3778.

- [2] 屠世浩, 王方田, 窦凤金, 等. 上层煤柱下综放沿空回采巷道矿压规律研究[J]. 中国矿业大学学报, 2010, 39(1): 1-5.  
TU Shihao, WANG Fangtian, DOU Fengjin, et al. Fully mechanized top-coal caving: underground stress at gateways under barrier pillars of an upper coal seam [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2010, 39(1): 1-5.
- [3] 鞠金峰, 许家林. 浅埋近距离煤层出煤柱开采压架防治对策[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(3): 323-330.  
JU Jinfeng, XU Jialin. Prevention measures for support crushing while mining out the upper coal pillar in close distance shallow seams[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(3): 323-330.
- [4] 张百胜. 极近距离煤层开采围岩控制理论及技术研究[D]. 太原: 太原理工大学, 2008.
- [5] 陈绍杰, 郭惟嘉, 程国强, 等. 深部条带煤柱蠕变支撑效应研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(1): 48-53.  
CHEN Shaojie, GUO Weijia, CHENG Guoqiang, et al. Research on creep supporting effect of deep strip pillar[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(1): 48-53.
- [6] 姜鹏飞, 康红普, 张剑, 等. 近距煤层群开采在不同宽度煤柱中的传力机制[J]. 采矿与安全工程学报, 2011, 28(3): 345-349.  
JIANG Pengfei, KANG Hongpu, ZHANG Jian, et al. Mechanism of load-transfer between coal pillars with different widths in mining the short-range seams[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2011, 28(3): 345-349.
- [7] 鞠金峰, 许家林, 朱卫兵, 等. 神东矿区近距离煤层出一侧采空煤柱压架机制[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(7): 1321-1330.  
JU Jinfeng, XU Jialin, ZHU Weibing, et al. Mechanism of support crushing while mining out of upper goaf-side coal pillar in close distance seams of Shendong mining area[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(7): 1321-1330.
- [8] 闫帅, 柏建彪, 卞卡, 等. 复用回采巷道护巷煤柱合理宽度研究[J]. 岩土力学, 2012, 33(10): 3081-3086.  
YAN Shuai, BAI Jianbiao, BIAN Ka, et al. Investigation on rational barrier pillar width of reused gateroad in coal mines[J]. Rock and Soil Mechanics, 2012, 33(10): 3081-3086.
- [9] 王卫军, 侯朝炯. 回采巷道煤柱与底板稳定性分析[J]. 岩土力学, 2003, 24(1): 75-78.  
WANG Weijun, HOU Chaojiong. Stability analysis of coal pillar and immediate bottom of extraction opening [J]. Rock and Soil Mechanics, 2003, 24(1): 75-78.
- [10] 王连国, 韩猛, 王占盛, 等. 采场底板应力分布与破坏规律研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(3): 317-322.  
WANG Lianguo, HAN Meng, WANG Zhansheng, et al. Stress distribution and damage law of mining floor[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(3): 317-322.
- [11] 张炜, 张东升, 陈建本, 等. 极近距离煤层回采巷道合理位置确定[J]. 中国矿业大学学报, 2012, 41(2): 182-188.  
ZHANG Wei, ZHANG Dongsheng, CHEN Jianben, et al. Determining the optimum gateway location for extremely close coal seams[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2012, 41(2): 182-188.
- [12] 张百胜, 杨双锁, 康立勋, 等. 极近距离煤层回采巷道合理位置确定方法探讨[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(1): 97-101.  
ZHANG Baisheng, YANG Shuangsoo, KANG Lixun, et al. Discussion on method for determining reasonable position of roadway for ultra-close multi-seam[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(1): 97-101.
- [13] 牛双建, 靖洪文, 杨大方. 深井巷道围岩主应力差演化规律物理模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(增刊 2): 3811-3820.  
NIU Shuangjian, JING Hongwen, YANG Dafang. Physical simulation study of principal stress difference evolution law of surrounding rock of deep mine roadways [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(Sup 2): 3811-3820.
- [14] 常德玉, 李根生, 沈忠厚, 等. 考虑三向地应力差时不同钻井条件下井底应力场研究[J]. 岩土力学, 2011, 32(5): 1546-1552.  
CHANG Deyu, LI Gensheng, SHEN Zhonghou, et al. Study of bottom-hole stress field with differential pressure of 3D in-situ stress under different drilling conditions[J]. Rock and Soil Mechanics, 2011, 32(5): 1546-1552.
- [15] 张社荣, 严磊, 孙博, 等. 中主应力对硬岩破裂机制的影响[J]. 岩土力学, 2013, 34(5): 1469-1477.  
ZHANG Sherong, YAN Lei, SUN Bo, et al. Influence of intermediate principal stress on hard rock fracturing mechanism[J]. Rock and Soil Mechanics, 2013, 34(5): 1469-1477.