

文章编号: 1673-3363-(2012)05-0637-07

# 大倾角软岩回采巷道围岩失稳特征及支护分析

辛亚军<sup>1</sup>, 勾攀峰<sup>1</sup>, 贡东风<sup>2</sup>, 刘华云<sup>3</sup>

(1. 河南理工大学能源科学与工程学院 河南 焦作 454000; 2. 西安科技大学  
能源学院, 陕西 西安 710054; 3. 华蓥山煤业李子垭南二井, 四川 华蓥山 638650)

**摘要** 通过对大倾角煤层软岩回采巷道失稳特征的理论分析, 建立了大倾角煤层软岩回采巷道围岩失稳状态方程, 结合耦合支护思路分析, 提出了大倾角煤层软岩回采巷道耦合支护方案, 并运用数值计算、相似模拟实验及现场支护试验监测对回采巷道耦合支护方案进行综合分析。结果表明: 回采巷道顶板失稳呈弧形非对称破断, 两帮失稳主要表现为三角形破断体剪切滑移, 破坏严重处位于帮角上部, 顶板偏中上部破断是围岩失稳诱发点, 围岩稳定性与煤层倾角、剪切面长度及煤岩体物理力学参数有关。巷道支护后, 沿煤层倾向围岩塑性破坏区较小, 顶板离层量保持在合理范围内, 提高两帮支护强度利于巷道围岩稳定。

**关键词** 大倾角煤层; 回采巷道; 失稳方程; 数值计算; 相似模拟; 现场监测

**中图分类号** TD 353

**文献标识码** A

## Instability Characteristics and Support Analysis on Surrounding Rock of Soft Rock Gateway in High-Pitched Seam

XIN Ya-jun<sup>1</sup>, GOU Pan-feng<sup>1</sup>, YUN Dong-feng<sup>2</sup>, LIU Hua-yun<sup>3</sup>

(1. School of Energy Science and Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo, Henan 454000, China;  
2. College of Energy and Resource, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an, Shaanxi 710054, China;  
3. South Liziya No.2 Mine, Huayingshan Coal Group, Huayingshan, Sichuan 638650, China)

**Abstract** In this paper, through the theoretical analysis of instability characteristics of soft rock gateway in high pitched seam, the structured instability equation of the gateway is established, and the coupling support scheme is proposed according to the coupling support idea. Additionally, the comprehensive analysis of the coupling support scheme is further carried out by numerical calculation, similar simulation experiment and practical supporting test. The results show that the instability of gateway roof has an arc asymmetry breaking, while the instability of two sides mainly shows shear slip of the triangle breaking bodies. The serious breaking lies in the upper of side angle, and the breaking in the middle-upper of roof is the inducing point of surrounding instability. Thus, the stability of surrounding rock is related to coal seam angle, shear surface length, and physic-mechanical parameters of coal-rock mass. After gateway supporting, the plastic breaking zone of surrounding rock along the inclination of coal seam is less, and the amount of roof separation is kept in reasonable range. Moreover, the improvement of two-side supporting strength is beneficial to the stability of gateway surrounding rock.

**Key words** high-pitched seam; gateway; instability equation; numerical calculation; similar simulation; field monitoring

收稿日期: 2011-08-31

基金项目: 国家自然科学基金项目 (50874037, 51174078)

作者简介: 辛亚军 (1974-), 男, 河南省襄城县人, 博士, 从事巷道围岩控制方面的研究。

E-mail: xinyj2007@163.com

Tel: 13569120613

大倾角煤层是处于缓倾斜和急倾斜之间的煤层,其回采巷道围岩结构较为复杂<sup>[1]</sup>。随着大倾角煤层综合机械化开采技术的不断发展,在设备、工艺等方面逐渐完善,大倾角煤层综采工作面回采巷道断面不断加大,回采巷道支护趋于困难,大倾角煤层软岩回采巷道支护问题更加突出。近年来,对大倾角煤层软岩回采巷道围岩失稳特征及支护控制相关研究已取得较大进展<sup>[2-10]</sup>。但由于大倾角煤层软岩回采巷道围岩环境复杂,回采巷道合理支护问题尚未得到根本解决。本文通过对大倾角煤层软岩回采巷道围岩失稳特征力学分析,建立了大倾角煤层软岩回采巷道围岩失稳状态方程,提出了大倾角煤层软岩回采巷道耦合支护方案,并运用数值计算、相似模拟实验及现场监测对回采巷道耦合支护方案进行了综合分析,研究结果为大倾角煤层软岩回采巷道围岩稳定性控制提供了依据。

李子垭南二井是华蓥山煤业集团李子垭煤矿接续矿井,井田开采李子垭南井龙王洞背斜东翼块段 K<sup>1</sup> 煤层,煤层平均厚度 2.18 m,平均有益厚度 1.88 m,煤层倾角约 45°~48°。520 水平 3102 工作面地面标高+915~+950 m,井下 3102 运输巷道标高+520~+533m,回风巷道标高+635 m,煤层层理及节理均发育,煤层顶板为厚 6.7 m 灰黑色泥岩、泥质粉砂岩,具有清晰水平层理及微波状层理,易于弯曲下沉、破碎及冒落。巷道两帮均有软煤层,厚度约 1.2 m,硬度系数 0.2。低帮为全煤体,易挤出,高帮为煤岩体,应力较大,支护困难,且坡煤顶软煤体极易离层冒落。

## 1 大倾角软岩回采巷道破坏特征分析

### 1.1 回采巷道破坏特征

众所周知,在大倾角煤层开采条件下,由于上覆岩层重力沿巷道顶板倾向分力作用,顶板破断易形成非对称冒落拱,使得回采巷道顶板失稳不仅包括垂直于层面的弯曲下沉、破断及回转,还包括沿倾向方向的运移,表现出显明的非对称破断特征。回采巷道顶板破坏首先在中部或偏中上部沿巷道轴向方向开始出现裂缝,成为顶板结构体失稳诱发点,之后顶板结构体破断向顶角及帮角处延伸,在软顶条件下破断顶板向上发展垮落,最终形成规则四边形垮落区和不规则三角形垮落区。两帮三角煤体沿顶板倾向面间滑动及沿坡煤顶面向下延伸滑动造成两帮失稳,首先失稳位置在两帮上顶角处。

### 1.2 回采巷道围岩失稳模型构建

根据前述分析,以巷道轴向 1 m 对巷道顶板破断失稳进行判别,以  $M$  点取矩(图 1a),则:

$$2qL^2 \cos^2 \alpha + w_x x + wL \cos \alpha > 2LT \tan \varphi \cos \alpha \quad (1)$$

式中:  $q$  为不规则三角形垮落区上方顶板载荷集度;  $T$  为破断岩块在倾向受到的水平力;  $w_x$  为顶板规则四边形垮落区上方三角形破断岩体自重;  $x$  为  $w_x$  的合力点到  $M$  点水平距离;  $w$  为规则四边形垮落区顶板破断岩块自重;  $L$  为规则四边形垮落区破断岩块合力点到  $M$  点距离;  $\alpha$  为煤层倾角;  $\varphi$  为顶板岩层内摩擦角。

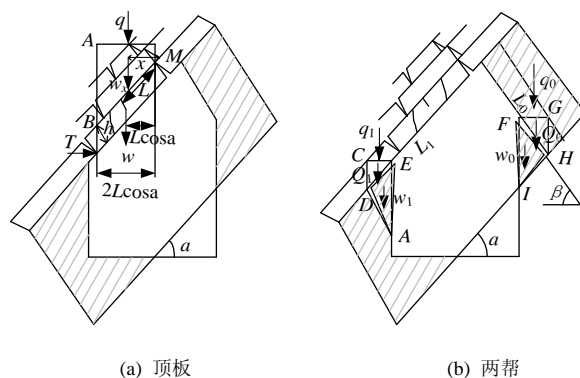


图 1 回采巷道失稳分析

Fig.1 Instability analysis of gateway

由于规则四边形垮落区破断岩块上方不规则三角形破断岩体自重较小,为便于计算,可简化取  $w_x=0$ ,则巷道顶板失稳方程为:

$$2qL \cos \alpha + w > 2T \tan \varphi \quad (2)$$

两帮煤体破坏主要是沿顶板倾向剪切破坏和沿坡煤顶方向剪切破坏,之后沿剪切面垂直方向出现滑动剪切而失稳(相似模拟实验中已得到印证),据此可建立两帮煤体失稳状态方程。

由分析可知(图 1b),低帮煤体滑动失稳过程中受到的力由  $Q_1$ (顶三角煤体上方三角形岩块自重),  $p_1$ (三角形岩块上方顶板压力)和  $w_1$ (破坏三角形煤体自重)组成。

$$Q_1 = \frac{1}{4} \gamma_1 L_1^2 \sin 2\alpha$$

$$p_1 = q_1 L_1 \cos \alpha$$

$$w_1 = \frac{1}{2} \gamma_0 L_1^2 \cot \alpha$$

式中:  $q_1$  为岩顶载荷集度;  $L_1$  为倾向方向剪切滑移面长度;  $\gamma_1$  为岩体体积力;  $\gamma_0$  为煤体体积力。

则低帮煤体沿煤层倾向方向滑动面( $L_{DE}$ 面)

上剪切破坏方程为：

$$L_1 c_1 + \mu(Q_1 + p_1) \cos \alpha < (Q_1 + p_1) \sin \alpha \quad (3)$$

式中： $c_1$  为煤岩体间内聚力； $\mu$  为顶板岩层与煤体间内摩擦系数。

则低帮煤体沿垂直于倾向方向滑动面 ( $L_{DA}$  面) 剪切破坏方程为：

$$\begin{aligned} L_1 c_0 \cot \alpha + (Q_1 + q_1 + w_1) \sin \alpha \tan \varphi < \\ (Q_1 + q_1 + w_1) \cos \alpha \end{aligned} \quad (4)$$

式中： $c_0$  为煤体内聚力； $\varphi$  为煤体内摩擦角。

可以看出，低帮煤体要发生破坏失稳，必须同时满足式 (3)，(4)，即要有沿倾向层面的滑动，也要有沿垂直于层面方向的滑动，才能判定低帮三角煤体失稳。

同理 (图 1b)，高帮煤体滑动失稳过程中受到的力主要是由  $Q_0$  (破坏煤体上方三角形煤体自重)、 $p_0$  (顶三角形煤体上方煤岩顶板压力) 和  $w_0$  (破坏三角形煤体自重) 组成。

$$Q_0 = \frac{1}{4} \gamma_0 L_0^2 \sin 2\beta$$

$$p_0 = q_0 L_0 \cos \beta$$

$$w_0 = \frac{1}{2} \gamma_0 L_0^2 \cot \beta$$

式中： $q_0$  为煤岩顶载荷集度； $L_0$  为沿坡煤顶延伸方向剪切滑移面长度； $\beta$  为坡煤顶与水平面夹角。

则高帮煤体沿坡顶面延伸方向滑动面 ( $L_{FH}$  面) 剪切破坏方程为：

$$L_0 c_0 + (Q_0 + p_0) \cos \beta \tan \varphi < (Q_0 + p_0) \sin \beta \quad (5)$$

则高帮煤体沿垂直于坡顶面方向的滑动面 ( $L_{HI}$  面) 上剪切破坏方程为：

$$\begin{aligned} L_0 c_0 \cot \beta + (Q_0 + p_0 + w_0) \sin \beta \tan \varphi < \\ (Q_0 + p_0 + w_0) \cos \beta \end{aligned} \quad (6)$$

显然，高帮煤体要发生破坏失稳，必须同时满足式 (5~6)，才能判定高帮煤体发生破坏失稳。

## 2 耦合支护思路及参数设计

### 2.1 耦合支护思路

3102 回采巷道顶板为薄分层软岩，由于软岩流变持续时间较长<sup>[11]</sup>，顶板多处出现破碎及冒落，大部分裂隙沿锚杆孔贯通，造成多数锚杆支护作用失效，可采用“锚网喷 (锚杆、金属网、大托板及喷浆)”支护，增加锚杆 (索) 长度及锚固力以拉大锚杆间排距防止锚杆孔裂隙贯通，采用大托板增加锚杆 (索) 受力面积，防止托板被拉进顶板以保证顶板完整性。低帮高度较低，由于应力集中造成煤

体挤出，也可采用全封闭“锚网喷”支护。坡煤顶及高帮受剪应力较大，破坏严重，可进一步考虑采用“锚棚网 (锚杆、异形架及金属网)”进行让压支护。坡煤顶易冒落煤体可采用管棚注浆进行超前支护。底鼓量大时可加强两帮支护进行控制<sup>[12-13]</sup>。

### 2.2 耦合支护参数设计

3102 回采巷道在支护设计过程中，曾设计采用沿顶对称五边形断面，但考虑到支护方式合理性及实用性，在原沿顶四边形断面基础上设计采用沿顶非对称五边形断面 (图 2)<sup>[14]</sup>。

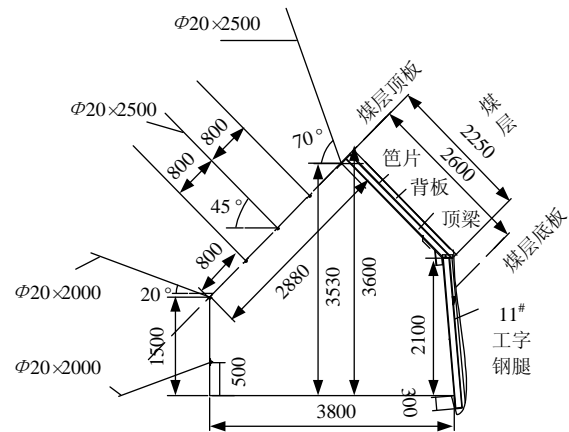


图 2 回采巷道支护参数图 (mm)

Fig.2 Support parameters of gateway

高帮及坡煤顶支护：采用“锚棚网”支护，用背柴及笆片背帮背顶，且棚架柱腿采用锚杆锁住柱腿拉杆中部固定于底板岩层中，棚架拐角处也采用拉杆拉紧，菱形金属网规格  $\Phi 4 \text{ mm} \times 40 \text{ mm} \times 40 \text{ mm}$ ，11#工字钢异形架排距 0.8 m。

顶板及低帮支护：采用“锚网喷”支护，即采用高强度长锚杆、大托板、菱形金属网、长锚索补强及喷浆联合支护。高强度锚杆规格为  $\Phi 20 \text{ mm} \times 2500 \text{ mm}$ ，锚索规格为  $\Phi 20 \text{ mm} \times 7300 \text{ mm}$ ，锚杆大托板规格为  $200 \text{ mm} \times 200 \text{ mm} \times 15 \text{ mm}$ ，锚索大托板规格为  $300 \text{ mm} \times 300 \text{ mm} \times 20 \text{ mm}$ ，菱形金属网规格  $\Phi 4 \text{ mm} \times 40 \text{ mm} \times 40 \text{ mm}$ ，喷射混凝土厚度 100 mm，顶板锚杆间排距为  $800 \text{ mm} \times 800 \text{ mm}$ ，锚索排距 2800 mm，帮锚杆间排距为  $1000 \text{ mm} \times 800 \text{ mm}$ 。

## 3 数值计算分析

### 3.1 模型构建及位移测点布置

煤层及主要顶底板岩层力学参数主要以华蓥山煤业李子坪南二井地质资料与实验室测定结果为参考 (表 1)，采用 FLAC<sup>3D</sup> 数值计算软件进行模拟。

表 1 煤岩体力学参数

Table 1 Mechanism parameters of rock and coal

岩性	容重/ (kg·m <sup>-3</sup> )	弹性模 量/GPa	泊松比	抗拉强 度/MPa	黏结力 /MPa	内摩擦 角/(°)
深灰色石灰岩	2530	7.8	0.14	4.7	4.5	35
砂质泥岩 1	2450	5.9	0.30	2.3	2.1	30
砂质泥岩 2	2420	3.9	0.30	1.5	2.0	29
K <sup>1</sup> 煤	1350	0.5	0.20	1.2	2.5	25
泥岩	2640	0.4	0.13	2.2	2.2	31
灰黑色泥岩	2410	5.8	0.17	1.3	5.0	35

三维计算模型尺寸为宽×厚×高=27 m×8 m×27 m,巷道推进方向沿y轴正方向,采用Mohr-Coulomb plasticity model 本构模型,应变模式采用大应变变形模式,用 brick 单元模拟煤岩层,用 cable, shell 和 beam 单元模拟锚杆(索),喷层及异形架。模型底部限制垂直移动,顶部施加上部岩层等效载荷,模型共划分为 42 720 个单元,48 906 个节点(图 3)。对于巷道围岩位移监测点布置,主要以变形量最大的顶板进行位移点监测,在垂直顶板岩层上部共布置 6 个测点,测点布置在顶板中部与垂直顶板方向每隔 2 m 布置一个测点,以监测顶板以上不同层位位移变化。在顶板倾向从帮角到顶角每隔 0.5 m 布置一个测点,共布置 7 个位移测点,以监测顶板倾向位移变化。

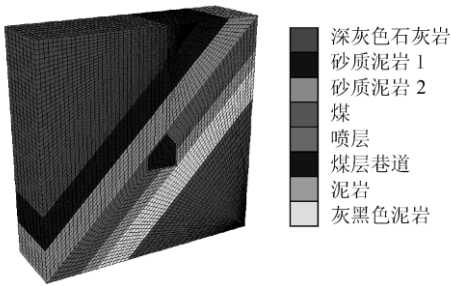


图 3 数值计算模型

Fig.3 Model of numerical calculation

3.2 数值计算结果分析

回采巷道采用“锚棚网喷”耦合支护后,围岩塑性破坏区减小,低帮主要产生剪切破坏,顶板及高帮主要是拉伸破坏,顶板中上部有拉剪破坏,此处是顶板破断诱发点(图 4a)。巷道围岩位移量整体减小,最大位移量在顶板偏中上部,其次是底板位移量(图 4b)。在巷道底板形成垂直应力释放区,两帮“锚网喷”及“锚棚网”耦合支护,垂直应力集中(图 4c),两帮采用“锚棚网喷”耦合支护效果显著。采用管棚对坡煤顶易冒落煤体进行超前支护后,顶板及坡煤顶剪应力集中,两帮剪应力较小,但顶板及坡煤顶剪应力与两帮剪应力相差不大(图 4d)。整体上看,巷道围岩变形及破坏较小,均保持在可控范围内。

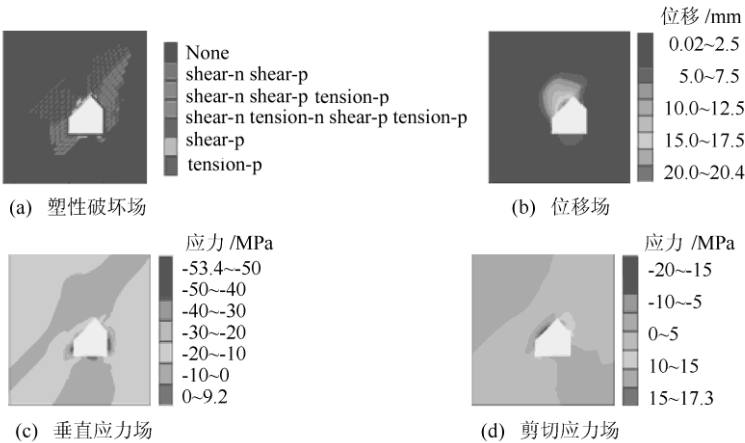


图 4 数值计算分析

Fig.4 Analysis of numerical calculation

从垂直顶板位移点监测情况可以看出(图 5),支护后顶板位移量整体上保持在合理范围内,巷道顶板离层量较小。顶板采用“锚网喷”支护后,顶板离层量变化较大位置在 2~4 m 范围内,而垂直顶板向上超过 4 m 后岩层离层量较小,应加大对垂直顶板方向向上 2~4 m 范围内顶板岩层的控制,可考虑进一步加大锚杆长度,使锚杆锚固在较稳定

岩层中,以较大限度地控制离层顶板稳定。

从沿顶板倾向位移监测点可以看出(图 5),支护后顶板整体呈弧形下沉,最大下沉点在顶板偏中上部,支护后极易破坏的低帮角位移量较小,顶板倾向位移整体减小,顶板中部锚索补强支护有效地控制了软顶破断冒落。

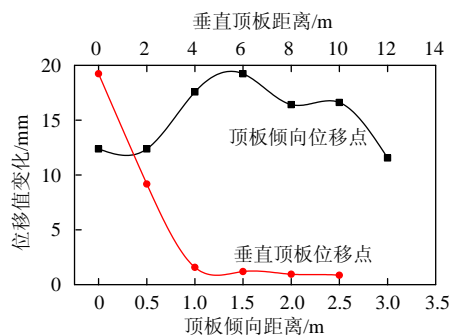


图5 顶板位移测点变化

Fig.5 Variation of roof displacement point

## 4 相似模拟实验分析

### 4.1 相似模拟技术特征及参数

相似模拟采用大比例进行,模型根据需要选取几何相似比为1:10,容重相似常数为1.6,应力及强度相似常数为16。相似材料用河沙、粉煤灰、石膏、大白粉按配比混合后加水搅拌均匀后装入模型架,分层材料用8~20目云母粉,巷道围岩移动变

形主要采用高精度百分表进行观测。巷道支护采用竹签模拟锚杆(索)(受实验条件限制,采用不同刚度和尺寸的竹签模拟,可能会存在偏差),1 mm厚硬塑料板模拟锚杆(索)托盘,薄铁皮和细钢条分别模拟喷层和异形架。

### 4.2 实验结果分析

回采巷道开挖后,随着对模型顶部施加采深载荷,巷道岩层顶板中上部首先出现细微裂缝,继而产生少许离层,当加压到6 MPa时,顶板离层发育高度为50 mm(换算实际为0.5 m)(图6a),而坡煤顶和两帮位移量变化明显。随着顶压载荷持续增加,顶板离层发育高度增加较大,当加压到8 MPa时,顶板最大离层发育高度为120 mm(图6b),巷道两帮上角出现压缩破坏,低帮破坏裂隙沿顶板倾向方向发展,低帮上角破坏严重(图6c),高帮上角破坏裂隙沿坡煤顶面向下延伸,呈近似直角三角形破坏形态(图6d)。

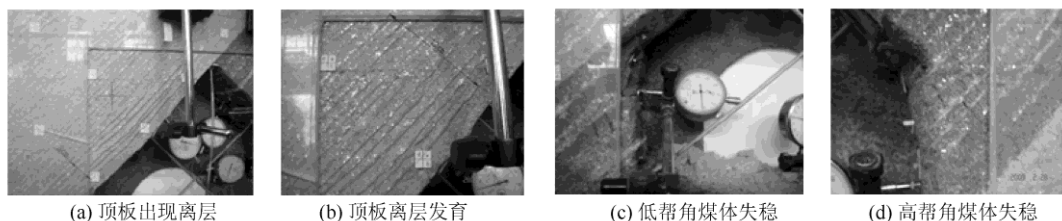


图6 相似模拟分析

Fig.6 Analysis of similar simulation

可以看出(图7),由于回采巷道顶板为薄分层软岩顶板,巷道掘出后顶板易破碎冒落,使得顶板破断后难以支护,导致顶板不断下沉,位移量持续增加。所以支护要特别考虑保护顶板的完整性。而巷道坡煤顶采用自适应理论设计,并且及时支护,受力结构没有破坏。高低帮破坏均从上角部开始,高帮破坏范围延伸至高帮底部,应加强高帮支护。低帮破坏是有顶板破断引起,在顶板破断以前位移量增加缓慢,但是在顶板破坏以后低帮位移量增加较大。因而,在巷道支护中应充分考虑巷道顶板破坏衍生的两帮受力结构体破坏,应采取有效的锚杆支护方式以保护顶板完整性,同时做好两帮加强支护措施。

## 5 现场支护试验监测分析

### 5.1 测站布置

由于3102运输巷道和回风巷道标高不同,考

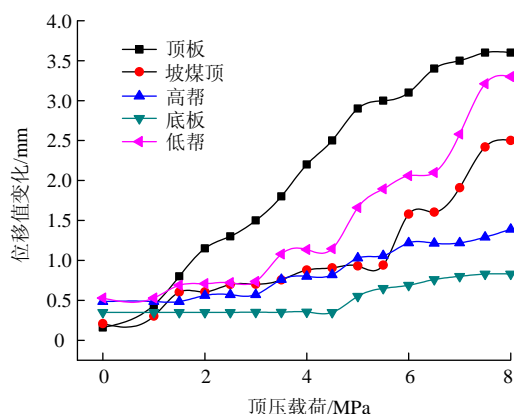


图7 围岩位移测点变化

Fig.7 Variation of surrounding displacement point

虑到运输巷道地压大而造成巷道支护困难的情况,支护试验及数据监测在3102运输巷道进行。在距掘进头14 m处顶板中部安装顶板离层仪,在距掘进头3 m处布置巷道收敛测站(图8)。



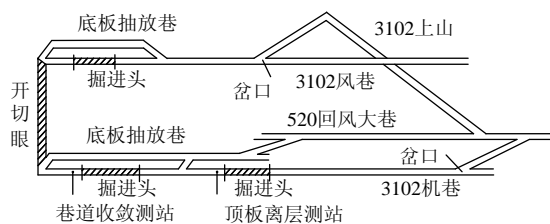
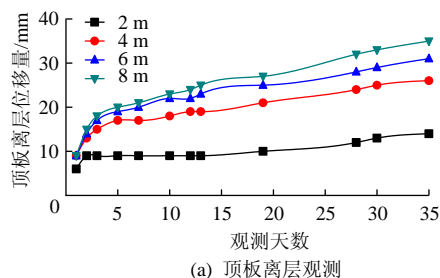


图 8 测站布置

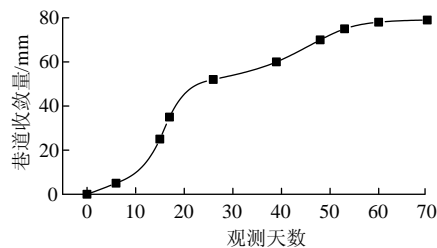
Fig 8 Layout of monitoring station

## 5.2 监测结果分析

3102 回采巷道采用“锚棚网喷”耦合支护方案后,大托板有效控制了顶板破碎,顶板完整性较好,锚索补强支护阻止了顶板弯曲下沉及破断冒落,顶板离层较大部位位于 2~4 m, 4~6 m 顶板有一定离层, 6~8 m 范围内顶板离层变化不大,整体上顶板最大离层位移值为 24 mm (图 9a), 应做好 2~4 m 范围内顶板控制。两帮加强支护利于顶板应力向底板深部转移。巷道收敛观测时间较长,主要观测巷道顶板中部到高帮底部收敛量,可以看出,巷道收敛呈阶段式上升,最大收敛值为 79 mm (图 9b), 应加强巷道底角控制。高帮异形架让压支护变形量较小,低帮“锚网喷”支护后围岩稳定,坡煤顶进行管棚超前支护,阻止了软煤体沿倾向冒落,异形架受力均匀,自稳定性好。



(a) 顶板离层观测



(b) 巷道收敛观测

图 9 顶板离层及巷道收敛变化

Fig.9 Variation of roof separation and gateway convergence

## 6 结 论

1) 建立了大倾角煤层软岩回采巷道围岩破坏失稳状态方程, 定量确定了围岩失稳与煤层倾角、

破坏煤体自重、上覆煤岩层载荷集度、(煤)岩内聚力、(煤)岩体内摩擦角及剪切面长度等参数之间的关系。

2) 顶板中上部失稳是巷道围岩灾变诱发点,顶板离层高度较大,且呈弧形弯曲破断,对大倾角煤层软岩回采巷道顶板的控制,主要是防止顶板两侧的剪切破坏,顶板“锚网喷”支护有效控制了顶板弯曲下沉及破断冒落。

3) 两帮破坏严重处均位于两帮上角部位,高帮“锚棚网”耦合让压支护,异形架变形较小,管棚超前支护阻止了坡煤顶煤体沿层面的倾向冒落。

4) 两帮支护强度提高不仅阻止了松散煤体滑移挤出,而且利于顶板应力沿两帮向底板深部转移。

5) 巷道支护后,沿煤层倾向塑性破坏区减小,两帮应力集中区得到控制,顶板离层量较小,剪应力较大处位于顶板和坡煤顶中部,“锚棚网喷”耦合支护利于巷道围岩稳定。

## 参考文献:

- [1] 伍永平, 员东风, 张森丰. 大倾角煤层综采基本问题研究[J]. 煤炭学报, 2000, 25(5): 465-468.  
WU Yong-ping, YUN Dong-feng, ZHANG Miao-feng. Study on the elementary problems of full-mechanized coal mining in greater pitching seam[J]. Journal of China Coal Society, 2000, 25(5): 465-468.
- [2] 勾攀峰, 张振普, 韦四江. 不同水平应力作用下巷道围岩破坏特征的物理模拟试验[J]. 煤炭学报, 2009, 34(10): 1329-1332.  
GOU Pan-feng, ZHANG Zhen-pu, WEI Si-jiang. Physical simulation test of character of surrounding rock under different levels of the horizontal stress[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(10): 1329-1332.
- [3] 黄庆享, 董伯林, 陈国红, 等. 急倾斜软煤巷道破坏机理及锚网支护设计[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(3): 333-336.  
HUANG Qing-xiang, DONG Bo-lin, CHEN Guo-hong, et al. Failure mechanism of entry in steep soft seam and bolting design[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(3): 333-336.
- [4] 孙海良. “三软”突出煤层大倾角、大断面巷道锚网支护实践[J]. 煤炭科学技术, 2003, 31(11): 32-34.  
SUN Hai-liang. Practice on bolt and steel mesh support in high inclined and large cross section gateway of “three soft” seam with potential outburst[J]. Coal Science and Technology, 2003, 31(11): 32-34.
- [5] 赵元放, 张向阳, 涂敏. 大倾角煤层开采顶板垮落特

- 征及矿压显现规律[J]. 采矿与安全工程学报, 2007, 24(2): 231-234.
- ZHAO Yuan-fang, ZHAN Xiang-yang, TU Min. Roof caving characteristic and strata behavior in exploiting steep coal seams[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2007, 24(2): 231-234.
- [6] 马海龙. 大倾角综放工作面巷道布置及支护技术实践[J]. 煤炭科学技术, 2008, 36(9): 14-16, 37.
- MA Hai-long. Practice on gateway layout and support technology of mechanized top coal caving mining face in steep inclined seam[J]. Coal Science and Technology, 2008, 36(9): 14-16, 37.
- [7] 勾攀峰. 巷道锚杆支护提高围岩强度和稳定性的研究[D]. 徐州: 中国矿业大学矿业工程学院, 1998.
- [8] 丁开舟, 王新义, 庠明欣. 倾斜煤层中回采巷道支护优化研究[J]. 煤炭科学技术, 2003, 31(9): 15-17.
- DING Kai-zhou, WANG Xin-yi, KU Ming-xin. Research on support optimization of mining gateway in inclined seam [J]. Coal Science and Technology, 2003, 31(9): 15-17.
- [9] 勾攀峰, 侯朝炯. 回采巷道锚杆支护顶板稳定性分析[J]. 煤炭学报, 1999, 24(5): 466-470.
- GOU Pan-feng, HOU Chao-jiong. Stability analysis of the roof of extraction opening supported with bolts [J]. Journal of China Coal Society, 1999, 24(5): 466-470.
- [10] 冯俊伟, 冯光明, 宁帅. 大倾角煤层回采巷道锚网支护快速掘进技术分析[J]. 煤矿开采, 2007, 12(1): 46-48.
- FENG Jun-wei, FENG Guang-ming, NING Shuai. Fast driving technology of bolt mesh supporting mining roadway in big angle coal seam[J]. Coal Mining Technology, 2007, 12(1): 46-48.
- [11] 王小平. 软岩巷道合理支护时间模拟研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(1): 103-106.
- WANG Xiao-ping. Time simulation of rational support for soft rock roadway[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(1): 103-106.
- [12] 伍永平, 杨永刚, 来兴平, 等. 巷道锚杆支护参数的数值模拟分析与确定[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(4): 398-401.
- WU Yong-ping, YANG Yong-gang, LAI Xing-ping, et al. Numerical simulation and determination of bolt parameters of roadways[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(4): 398-401.
- [13] 李树清, 王卫军, 潘长良, 等. 加固底板对深部软岩巷道两帮稳定性影响的数值分析[J]. 煤炭学报, 2007, 32(2): 123-126.
- LI Shu-qing, WANG Wei-jun, PAN Chang-liang, et al. Numerical analysis on influence of reinforcing floor on stability of sides in deep soft rock roadways[J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(2): 123-126.
- [14] 辛亚军. 大倾角煤层走向长壁软岩回采巷道支护系统复杂性研究[D]. 西安: 西安科技大学能源学院, 2010.

## 《采矿与安全工程学报》2012年第3~4期 Ei 收录情况

根据 Ei 中国信息部发布的最新收录结果, 本刊 2012 年第 3~4 期共发表论文 53 篇, 其中 Ei Compendex 收录论文 53 篇, 收录率为 100%。