

文章编号: 1673-3363-(2015)04-0603-07

# 淮南矿区上提工作面覆岩结构分类与 压架临界支护阻力计算

李迎富<sup>1,2</sup>, 李志华<sup>1</sup>, 华心祝<sup>1</sup>, 杨科<sup>1</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. 安徽理工大学矿业工程博士后流动站, 安徽 淮南 232001)

**摘要** 为了防止淮南矿区上提工作面压架突水, 根据冒落带顶板岩层综合强度及裂隙带是否存在坚硬岩层, 将上提工作面覆岩结构分为 I, II, III, IV 4 种类型, 建立了不同覆岩结构类型的力学模型, 推导出工作面压架临界支护阻力计算式, 确定了上提工作面压架失稳判据, 并分析了影响压架临界支护阻力的因素。研究认为: 采取减少面长、降低采高、保持工作面直接顶完整性、防止采空区顶板悬顶、加固工作面煤壁、采前疏水降压等措施将有利于上提工作面支架的稳定。

**关键词** 上提工作面; 顶板岩层综合强度; 覆岩结构分类; 压架临界支护阻力; 压架失稳判据  
中图分类号 TU 443 文献标志码 A DOI 10.13545/j.cnki.jmse.2015.04.013

## Overlying strata structure classification in working face of improving upper limit in Huainan mining area and theoretical calculation of critical support resistance of support crushing

LI Yingfu<sup>1,2</sup>, LI Zhihua<sup>1</sup>, HUA Xinzhu<sup>1</sup>, YANG Ke<sup>1</sup>

(1. Key Laboratory of Mine Safety and High Efficient Mining Jointly Built by Anhui Province and Ministry of Education, Anhui University of Science and Technology, Huainan, Anhui 232001, China; 2. Mobile Center of Post Doctor Science and Research of Mining Engineering, Anhui University of Science and Technology, Huainan, Anhui 232001, China)

**Abstract** To avoid support crushing and water inrush disaster in the working face of improving upper limit in Huainan mining area, based on the comprehensive strength of strata in caving zone and whether or not existing hard stratum in fractured zone, the structure of overlying strata were divided into four types, namely, I, II, III and IV. In addition, the mechanics models of different strata structures were established, the critical support resistance was deduced, the instability criterion of support crushing was determined in the working face of improving upper limit, and the factors influencing critical support resistance of support crushing were further analyzed. The results show that the measures such as reducing length of working face, lowering mining height, keeping the integrity of immediate roof, preventing roof in the gob form suspending, strengthening the rib of working face, and drainage for decreasing water pressure before mining, etc. would be in favor of the stability of support in the working face of improving upper limit.

收稿日期: 2014-01-23

基金项目: 中国博士后基金项目(2013M541813); 高等学校博士学科点专项科研基金项目(20133415120002); 淮南市科技计划项目(2013A4006)

作者简介: 李迎富(1979—), 男, 安徽省桐城市人, 副教授, 从事采矿工程方面的研究。

E-mail: liyfaust@163.com

Tel: 15955437493

**Key words** the working face of improving upper limit; comprehensive strength of roof strata; classification of overlying strata structure; critical support resistance of support crushing; instability criterion of support crushing

提高工作面开采上限能够解放呆滞煤量, 节约煤炭资源, 带来良好的经济效益<sup>[1-2]</sup>, 但也面临上提段基岩层变薄、工作面压架突水的开采危险性。淮南矿区松散层较厚, 且部分上提工作面受松散含水层影响, 提高开采上限后, 许多矿井发生了压架突水事故, 如潘一矿 1402(3)及 1602(3)上提工作面、潘二矿 1222(6)上提工作面均发生过压架事故, 造成重大的经济损失; 但也有成功的经验, 如谢桥矿 1202(3)上提工作面、顾北矿 1212(1)上提工作面。影响上提工作面压架突水的因素很多: 1) 地质方面因素, 如基岩层厚度、煤层倾角、覆岩结构、地质构造等; 2) 开采技术方面因素, 如采高、面长、支架支护阻力、采空区处理、工作面开采顺序、“三机”配套选型、管理水平等。本文拟从淮南矿区上提工作面覆岩结构分类入手, 建立不同覆岩结构类型的力学模型, 推导采场压架临界支护阻力计算式, 为上提工作面支架合理选型和安全开采方案优选提供一些理论指导。

## 1 上提工作面覆岩结构分类

### 1.1 冒落带顶板岩层综合强度

上提工作面回采后, 冒落带内顶板岩层若能自行冒落, 并充填满采空区, 则工作面矿压显现不显著; 反之, 若冒落带内顶板岩层不能自行冒落, 形成大面积悬顶, 悬顶突然破断, 就会造成工作面动压显现强烈, 甚至会导致压架事故。冒落带内顶板岩层能否自行冒落主要取决于岩层强度、厚度及裂隙发育程度等, 采用冒落带内顶板岩层综合强度来定量评价采空区顶板冒落难易程度。

$$\sigma_d = \frac{\sum_i \sigma_i h_i RQD_i}{\sum_i h_i} \quad (1)$$

式中:  $\sigma_d$  为冒落带内顶板岩层综合强度, MPa;  $\sum_i h_i$  为冒落带高度, 按照公式  $\sum_i h_i = h_m / (K_p - 1)$  计算, m;  $\sigma_i$  为冒落带内第  $i$  层的单轴抗压强度, MPa;  $h_i$  为冒落带内第  $i$  层的岩层厚度, m;  $h_m$  为采高, m;  $K_p$  为冒落带内岩层平均碎胀系数;  $RQD_i$  为冒落带内第  $i$  层的  $RQD$  值。

### 1.2 裂隙带内铰接平衡结构

裂隙带内坚硬岩层是上提工作面采场覆岩的

主要承载骨架, 可将上覆岩层划分为若干组, 每组以坚硬岩层为底层, 其上部的软弱岩层可视为直接作用于骨架上的载荷。随着工作面的推进, 裂隙带内坚硬岩层断裂后, 受岩块间水平推力作用而形成铰接结构, 并把自重及其附加岩层载荷转移至采空区周围的煤体及冒落矸石之上, 采场受到铰接平衡结构的保护, 工作面矿压显现不显著。因此裂隙带中岩层能否形成铰接平衡结构, 主要取决于裂隙带中是否存在厚而坚硬的岩层。将裂隙带内岩层厚度  $>2.5$  m, 且单轴抗压强度  $>60$  MPa 的岩层划分为坚硬岩层<sup>[3]</sup>。

### 1.3 上提工作面覆岩结构分类

上提工作面矿压显现特征不仅与冒落带顶板岩层综合强度有关, 而且与裂隙带中铰接平衡结构有关。根据冒落带中顶板岩层能否自行冒落并能充填满采空区, 可将冒落带分成 2 类; 根据裂隙带中是否有坚硬岩层也可将裂隙带分成 2 类。这样上提工作面顶板覆岩总共分成 4 类:

I 类覆岩结构: 冒落带内岩层综合强度小于 30 MPa, 可以自行冒落, 并且冒落后能够填满采空区, 且裂隙带内有坚硬岩层。

II 类覆岩结构: 冒落带内岩层综合强度大于 30 MPa, 自行冒落有困难, 或只有部分岩层冒落, 冒落后不能填满采空区, 且裂隙带内有坚硬岩层。

III 类覆岩结构: 冒落带内岩层综合强度大于 30 MPa, 自行冒落有困难, 或只有部分岩层冒落, 冒落后不能填满采空区, 裂隙带内无坚硬岩层。

IV 类覆岩结构: 冒落带内岩层综合强度小于 30 MPa, 可以自行冒落, 并且冒落后能够填满采空区, 裂隙带内无坚硬岩层。

## 2 I, II 类覆岩结构采场压架临界支护阻力计算

I 类覆岩结构工作面顶板岩层综合强度较小, 能自行冒落, 并能够填满采空区, 且裂隙带中具有坚硬岩层, 可形成铰接平衡结构, 对采场围岩控制最为有利。

II 类覆岩结构的顶板岩层综合强度较大, 易在采空区形成大面积悬顶, 当顶板岩梁达到极限跨距时, 就会突然断裂、下沉, 将导致工作面顶板下沉

加快、煤壁片帮严重、支架受力增加,甚至出现顶板台阶下沉等现象。此时若支架支护阻力不够,或推进速度过慢,就会造成压架事故。对于此类覆岩结构,若通过顶板松动爆破或挑顶方法处理坚硬难冒顶板,使得顶板能够冒落下来并充填采空区,在裂隙带坚硬岩层的保护下,覆岩能形成铰接平衡结构,仍能保证上提工作面正常推进。I、II类覆岩结构采场支架与围岩的关系模型如图1所示。

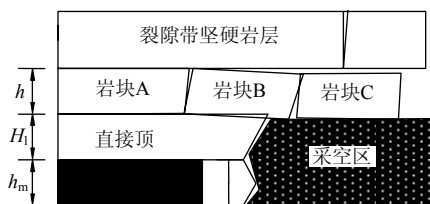


图1 I、II类覆岩结构采场支架与围岩的关系模型

Fig.1 The relationship between stope support and surrounding rock on overlying strata structure of type I and type II

工作面回采后,冒落带岩层发生冒落,随着工作面继续推进,冒落带上部到裂隙带坚硬岩层之间的岩层逐渐发生断裂,形成铰接结构,并与裂隙带坚硬岩层发生离层,为了简化计算,将相互铰接的多个岩层作为一个整体来进行研究,即岩块B。岩块B的初次破断、周期破断形成上提工作面的初次来压、周期来压。裂隙带坚硬岩层的断裂跨距较大,其断裂位置一般在采空区内,岩块B在裂隙带坚硬岩层的保护之下承受上覆岩层载荷较小,其上覆岩层载荷忽略不计。以岩块B作为研究对象,建立结构力学模型,如图2所示。

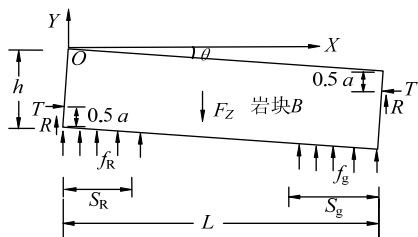


图2 I、II类覆岩结构裂隙带内岩块B的结构力学模型

Fig.2 Structural mechanics of block B in fissure zone on overlying strata structure of type I and type II

图2中: $\theta$ 为岩块B的转角, ( $^{\circ}$ );  $a$ 为岩块间的接触面高度, m;  $h$ 为岩块B的厚度, m;  $F_z$ 为岩块B的自重,  $F_z = \gamma_b h L$ , kN;  $\gamma_b$ 为岩块B的平均容重,  $\text{kN/m}^2$ ;  $L$ 为岩块B的长度, 初次来压时取初次来压步距的半值, 周期来压时取周期来压步距值, m;  $f_R$ 为直接顶对岩块B的作用载荷,  $\text{kN/m}$ ;  $f_g$ 为采空区矸石对岩块B的支撑载荷,  $\text{kN/m}$ ;  $S_R$

为直接顶对岩块B的作用载荷范围,  $S_R = x_0 + a_1 + h_x + H_1 \cot \delta$ , 其中  $x_0$  为工作面煤壁的塑性区宽度;  $a_1$  为工作面的控顶范围, m;  $h_x$  为工作面顶板悬顶长度, m;  $H_1$  为直接顶厚度, m;  $\delta$  为直接顶岩层破断参数, ( $^{\circ}$ );  $S_g$  为岩块B在采空区内的触矸长度, m;  $R$ ,  $T$  分别为岩块A或岩块C对岩块B的垂直剪力和水平推力, kN。

#### 1) 冒落矸石的支撑载荷

岩块B的下沉量  $S_x$  包括整体平移下沉量  $S_0$  和旋转下沉量  $x \tan \theta$  这2部分, 主要以旋转下沉为主, 则  $S_x = S_0 + x \tan \theta$ 。采空区冒落矸石的压缩量  $S_y$  为<sup>[4]</sup>

$$S_y = S_x - \{h_m - [h_m(1-\eta)K_m + H_1(K_p - 1)]\}$$

因此, 采空区矸石对岩块B的支撑载荷  $f_g$  为

$$f_g = K_G S_y \quad (2)$$

刚开始触矸时岩块B的旋转倾角为

$$\theta_0 = \arctan \left( \frac{h_m - [h_m(1-\eta)K_m + H_1(K_p - 1)] - S_0}{x} \right)$$

如果  $\theta \leq \theta_0$ , 表明岩块B没有触矸,  $f_g = 0$ 。如果  $\theta > \theta_0$ , 表明岩块B已经触矸, 受到冒落矸石的支撑。只有触矸的点, 才受到冒落矸石的支撑。令  $S_y = 0$ , 则岩块B刚好能触矸的点的横坐标为

$$x_g = \frac{h_m - [h_m(1-\eta)K_m + H_1(K_p - 1)] - S_0}{\tan \theta} \quad (3)$$

式中:  $\eta$  为工作面回采率;  $K_m$  为煤的碎胀系数;  $K_G$  为冒落矸石的支撑系数,  $\text{kN/m}^2$ ;  $S_0$  为岩块B整体平移下沉量, 直接顶未断裂前  $S_0$  较小, 直接顶断裂后  $S_0$  较大, m。

#### 2) 直接顶对岩块B的作用载荷

岩块B形成后, 以“给定变形”的方式作用于其下方煤岩体, 简化建立的沿工作面推进方向的直接顶平面力学模型如图3所示。

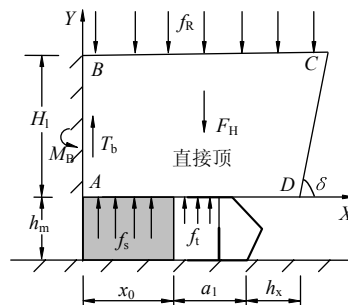


图3 I、II类覆岩结构工作面直接顶的力学模型

Fig.3 Mechanical model of immediate roof in the working face on overlying strata structure of type I and type II

上边界承受到岩块B的反作用载荷  $f_R$  作用, 下边界受到工作面内支架的支护阻力  $f_1$ 、工作面煤壁

的支撑力  $f_s$  作用, 右边界为采空区自由面, 左边界简化为具有弯矩  $M_B$  和剪力  $T_b$  的简支边界。对于 I 类覆岩结构顶板或松动爆破处理后的 II 类覆岩结构顶板, 工作面顶板悬顶长度  $h_x=0$ 。

根据极限平衡理论<sup>[5]</sup>, 得到工作面煤壁的支撑力  $f_s$  为

$$f_s = \left( \frac{c}{\tan \varphi} + \frac{p_x}{A} \right) e^{\frac{2 \tan \varphi}{h_m A} x} - \frac{c}{\tan \varphi} \quad (4)$$

式中:  $c$ ,  $\varphi$  分别为煤体与顶、底板岩层交界面的黏聚力 (kN/m) 和内摩擦角 ( $^\circ$ );  $A$  为侧压系数,  $A=\mu_m/(1-\mu_m)$ ;  $\mu_m$  为煤体的泊松比;  $p_x$  为工作面煤壁的护帮力, kN/m;

由  $F_H$ ,  $f_s$ ,  $f_t$ ,  $f_R$  对直接顶  $A$  点所产生的力矩分别为:

$$\begin{aligned} R_{FH} &= F_H(x_0 + a_1 + h_x)/2 \\ R_{fs} &= \int_0^{x_0} f_s x dx \\ R_{ft} &= \int_{x_0}^{x_0+a_1} f_t x dx \\ R_{fR} &= \int_0^{S_R} f_R x dx \end{aligned} \quad (5)$$

以直接顶作为研究对象, 根据  $\Sigma M_A=0$ , 得

$$f_R = \frac{2(R_{fs} + R_{ft} + M_B - R_{FH})}{S_R^2} \quad (6)$$

如果工作面直接顶在  $AB$  端处于固支边界条件, 则

$$M_B = \frac{1}{6} \sigma_{ul} H_1^2 \quad (7)$$

如果工作面直接顶在  $AB$  端处于简支边界条件, 则  $M_B=0$ 。

上式中:  $F_H$  为工作面直接顶岩层自重, kN;  $M_B$  为直接顶岩层在  $AB$  端的抗弯弯矩, 是直接顶的自我承载能力, kN·m;  $\sigma_{ul}$  为直接顶的抗拉强度, kN/m。

### 3) 岩块 B 的水平力

以岩块 B 作为研究对象, 对  $F_z$ ,  $f_R$ ,  $f_g$ ,  $T$ ,  $R$  对岩块 B 的  $A$  点所产生的力矩分别为

$$\begin{aligned} R_{Fz} &= \frac{1}{2} F_z L \\ R_{fR} &= \int_0^{S_R} f_R x dx \\ R_{fg} &= \int_{x_g}^L f_g x dx \\ R_T &= T(h \cos \theta - \alpha) \\ R_R &= RL \end{aligned} \quad (8)$$

式中:  $R = T \tan(\varphi - \beta)$ ;  $\alpha = \frac{1}{2}(h - L \sin \theta)$ ;  $\varphi$  为岩

块接触面之间的摩擦角, ( $^\circ$ );  $\beta$  为岩层破断角<sup>[6]</sup>, ( $^\circ$ )。

如果岩块 B 在岩块 A、岩块 C 的作用下处于平衡状态, 则岩块 B 的  $A$  点弯矩  $\Sigma M_A=0$ , 因此

$$R_{Fz} - R_{fR} - R_{fg} - R_T - R_R = 0 \quad (9)$$

结合式(8), (9)得

$$T = \frac{R_{Fz} - R_{fR} - R_{fg}}{h \cos \theta - \alpha + L \tan(\varphi - \beta)} \quad (10)$$

由集度载荷  $f_t$ ,  $f_R$ ,  $f_g$  产生的合力分别为:

$$\begin{aligned} F_t &= f_t a_1 \\ F_R &= f_R S_R \\ F_G &= \int_{x_g}^L f_g dx \end{aligned} \quad (11)$$

根据岩块 B 的  $y$  方向合力  $\Sigma F_y=0$ , 则

$$F_z - F_R - F_G - 2R = 0 \quad (12)$$

则

$$f_R = \frac{F_z - F_G - 2R}{S_R} \quad (13)$$

### 4) 岩块 B 滑落失稳时工作面压架判据

岩块 B 的旋转角度较小时, 采空区冒落矸石对岩块 B 的支撑载荷较小, 岩块 B 易发生滑落失稳<sup>[7]</sup>。支架额定支护阻力应大于压架临界支护阻力, 否则将导致工作面压架事故。结合式(6), (13), 则岩块 B 不发生滑落失稳压架临界支护阻力  $F_{St}$ (kN)为

$$F_{St} = \frac{a_1}{a_1^2 + 2a_1 x_0} \left( \frac{S_R}{2} (F_z - F_G - 2R) + R_{FH} - R_{fs} - M_B \right) \quad (14)$$

### 5) 岩块 B 挤压变形失稳时工作面压架判据

为了防止岩块 B 发生挤压变形失稳, 必须满足条件

$$T < \psi \alpha \sigma_c \quad (15)$$

式中:  $\sigma_c$  为岩块 B 的抗压强度, kN/m;  $\psi$  为岩块间的接触系数。

结合式(6), (10), (15), 则岩块 B 不发生挤压变形失稳压架临界支护阻力  $F_{Rt}$ (kN)为

$$F_{Rt} = \frac{R_{Fz} + R_{FH} - R_{fs} - M_B - \alpha \psi \sigma_c (h \cos \theta - \alpha + L \tan(\varphi - \beta))}{x_0 + \frac{1}{2} a_1} \quad (16)$$

## 3 III 类覆岩结构采场压架临界支护阻力计算

由于 III 类覆岩结构冒落带内顶板岩层综合强度较大, 难以自行冒落, 在采空区形成大面积的悬顶。而裂隙带内无坚硬岩层, 造成裂隙带中软弱岩层及其上部松散层以附加载荷的形式作用在冒落带坚硬岩层上, 在工作面顶板来压前矿压显现不明

显, 而在工作面顶板来压时, 顶板岩梁突然断裂, 很容易造成压架事故, 支架上载荷以动载荷为主。以冒落带内形成铰接结构的岩块 B 作为研究对象, 建立如图 4 所示的结构力学模型。 $q$  为岩块 B 承受的上覆岩层载荷(kN/m), 图 4 中其他符号含义与图 2 中的相同。

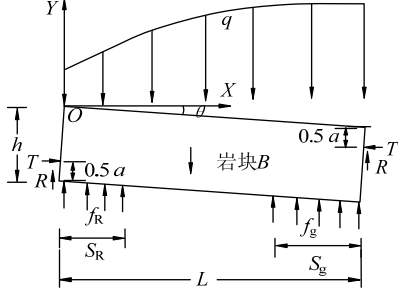


图 4 III 类覆岩结构冒落带内岩块 B 的结构力学模型

Fig.4 Tructural mechanics of block B in caving zone on overlying strata structure of type III

#### 1) 自然平衡拱的拱高

上提工作面空间覆岩结构发育高度与工作面推进距离密切相关, 在采空区“见方”之前, 空间覆岩结构发育高度随工作面推进而增大; 当采空区“见方”后空间覆岩结构发育高度发展到该工作面宽度条件下的最大高度, 空间上发展到最大高度后拱高基本保持稳定<sup>[8]</sup>, 如图 5 所示。

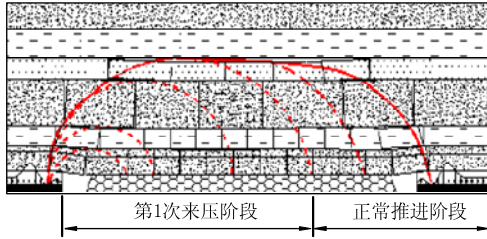


图 5 沿工作面推进方向拱高的变化

Fig.5 The variation of arch height along advancing direction of working face

当  $L_x \leq L_0$  时

$$h_g = \frac{L_x}{2} \quad (17)$$

当  $L_x > L_0$  时

$$h_g = \frac{L_0}{2} \quad (18)$$

式中:  $L_x$  为工作面推进距离, m;  $L_0$  为工作面宽度, m;  $h_g$  为自然平衡拱的拱高, m。

#### 2) 上覆岩层载荷

岩块 B 所承受的上覆岩层载荷  $q$  为自然平衡拱内岩土体重量、岩块 B 的自重及水压  $P_0$  之和, 如

图 6 所示。

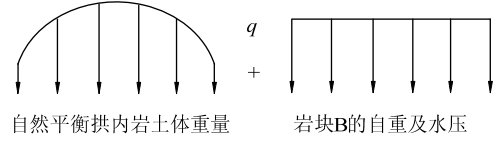


图 6 上覆岩层承受载荷示意图

Fig.6 Bearing load diagram of overlying rock strata

假设岩块 B 的上覆岩层载荷  $q^{[9]}$  为

$$q = -m_1 x^2 + m_2$$

其中, 系数  $m_1, m_2$  由坐标系下的抛物线即应力拱迹线两端端点确定。

在  $x=0$  处

$$q = \gamma_b h + P_0 = m_2$$

在  $x=L_x/2$  处

$$q = \gamma_{\text{岩}} h_g + \gamma_b h + P_0 = -m_1 \frac{L_x^2}{4} + m_2 \quad (19)$$

可得

$$m_1 = -\frac{4h_g}{L_x^2} \gamma_{\text{岩}}$$

$$m_2 = \gamma_b h + P_0$$

式中:  $P_0$  为水压, kN/m;  $\gamma_{\text{岩}}$  为自然平衡拱内岩土体的平均容重, kN/m<sup>3</sup>; 其余符号含义同前。

#### 3) 岩块 B 的水平力 T

如果岩块 B 处于临界平衡状态, 则

$$R_q - R_{\text{RR}} - R_{\text{fg}} - R_T - R_R = 0$$

式中:  $R_q$  为  $q$  对岩块 B 的 A 点所产生的力矩, kN·m; 其余符号含义同前。

因此

$$T = \frac{R_q - R_{\text{RR}} - R_{\text{fg}}}{h \cos \theta - \alpha + L \tan(\varphi - \beta)} \quad (20)$$

根据岩块 B 的 y 方向合力  $\Sigma F_y = 0$ , 则

$$Q - F_R - F_G - 2R = 0 \quad (21)$$

式中  $Q$  为岩层载荷  $q$  的合力, 即  $Q = \int_0^L q dx$ 。

$$\text{因此 } f_R = \frac{Q - F_G - 2R}{S_R} \quad (22)$$

#### 4) 岩块 B 滑落失稳时工作面压架判据

结合式(6), (22), 则岩块 B 不发生滑落失稳压架临界支护阻力  $F_{\text{St}}$  (kN) 为

$$F_{\text{St}} = \frac{a_1}{a_1^2 + 2a_1 x_0} \left( \frac{S_R}{2} (Q - F_G - 2R) + R_{\text{FH}} - R_{\text{fs}} - M_B \right) \quad (23)$$

#### 5) 岩块 B 挤压变形失稳时工作面压架判据

结合式(6), (15), (20), 则岩块 B 不发生挤压

变形失稳压架临界支护阻力  $F_{Rt}$ (kN)为

$$F_{Rt} = \frac{R_q + R_{FH} - R_{fs} - M_B - \alpha\psi\sigma_c(h\cos\theta - \alpha + L\tan(\varphi - \beta))}{x_0 + \frac{1}{2}a_1} \quad (24)$$

若岩块 B 不发生滑落失稳和挤压变形失稳,则压架临界支护阻力  $F_t$ (kN)为

$$F_t = \max(F_{St}, F_{Rt}) \quad (25)$$

#### 4 IV 类覆岩结构采场压架临界支护阻力计算

由于 IV 类覆岩结构冒落带内岩层综合强度较小,能自行冒落,并且冒落后能够填满采空区,且裂隙带内无坚硬岩层。因此,工作面回采后顶板难以形成“铰接平衡结构”,易形成“自然平衡拱结构”,如图 7 所示,前拱角位于工作面前方煤壁内,后拱角位于采空区的稳定矸石上,支架上载荷以静载荷为主。此类覆岩结构工作面顶板一般无悬顶,因此参数取  $h_x=0$ 。

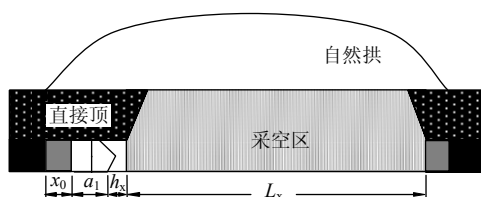


图 7 IV 类覆岩结构自然平衡拱示意图

Fig.7 The diagram of natural balance arch structure on overlying strata structure of type IV

以工作面直接顶作为研究对象,建立如图 8 所示的结构力学模型。直接顶承受的岩层载荷  $q$  为自然平衡拱内岩体重量及水压,其大小可按照顶板岩层形成的“自然平衡拱”结构来进行计算。

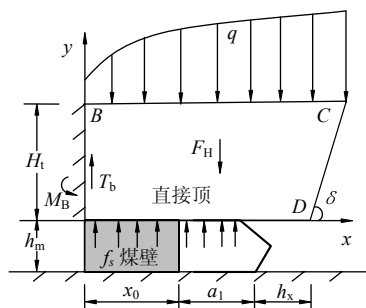


图 8 IV 类覆岩结构工作面直接顶的力学模型

Fig.8 Mechanical model of immediate roof in the working face on overlying strata structure of type IV

由岩层载荷  $q$  对直接顶 A 点所产生的力矩为

$$R_q = \int_0^{x_0} qxdx \quad (26)$$

以直接顶作为研究对象,根据  $\sum M_A=0$ , 得

$$R_{fs} + R_t + M_B - R_{FH} - R_q = 0 \quad (27)$$

因此,压架临界支护阻力  $F_t$ (kN)为

$$F_t = \frac{a_1}{a_1^2 + 2a_1x_0} (R_{FH} + R_q - R_{fs} - M_B) \quad (28)$$

以顾北矿 1212(1)上提工作面为例,覆岩结构属于 II 类,工作面顶板采用松动爆破技术,以防止工作面顶板悬顶。计算参数取:  $h_m=3.0$  m,  $L_0=238$  m,  $L=38$  m,  $H_t=9.6$  m,  $h=5.2$  m,  $h_x=0$ 。不发生滑落失稳压架临界支护阻力为 5 146 kN/架,不发生挤压变形失稳压架临界支护阻力为 5 313 kN/架。因此,选用 ZZ6400/18/38 型液压支架,其额定工作阻力为 6 400 kN/架,能够满足上提工作面控顶设计要求。

#### 5 上提工作面压架临界支护阻力影响因素分析

1) 减小工作面的长度,能够减小自然平衡拱的最大拱高,从而可以减小覆岩载荷,有利于减小压架临界支护阻力。

2) 采高越大,则覆岩采动影响范围较大,造成覆岩载荷增加。同时,采高越大,在煤壁前方形成的支撑压力越大,将会导致直接顶在煤壁前方形成剪切破坏,则直接顶的抗弯弯矩和抗剪能力减小,引起工作面支架承受的载荷增加。

3) 采空区顶板岩层冒落后,碎胀变形,如果能填满采空区,采空区冒落矸石对岩块 B 提供支撑载荷增加,岩块 B 能处于铰接平衡状态,则工作面压架临界支护阻力越小。如果冒落带岩层属于坚硬厚岩层,不能随采随冒,在采空区内形成大面积悬顶,则需要通过顶板松动爆破或挑顶方法处理坚硬顶板,为岩块 B 的平衡创造条件。否则,工作面压架临界支护阻力将会显著增加,易发生压架事故。

4) 通过加固工作面煤壁,防止煤壁片帮,将会增加工作面煤壁的支撑力,有利于减小压架临界支护阻力。

5) 如果工作面有水的影响,采前疏水降压或改变工作面回采顺序提前排水,将会增加岩块间的摩擦力和降低水压,有利于岩块 B 的稳定和减小覆岩载荷。

#### 6 结 论

1) 根据冒落带顶板岩层综合强度及裂隙带内有无厚而坚硬的岩层,将淮南矿区上提工作面覆岩结构分为 I 类、II 类、III 类、IV 类 4 种类型。I 类

覆岩结构工作面矿压显现不显著,对采场围岩控制最为有利。II类覆岩结构易在采空区形成大面积的悬顶,通过顶板松动爆破或挑顶方法处理后,仍能保证工作面正常推进。III类和IV类覆岩结构均不利于采场围岩控制,易发生压架事故,前者以动载荷压坏支架为主,后者以静载荷压坏支架为主。

2) 基于上提工作面覆岩结构分类,建立了不同覆岩结构类型的力学模型,推导出上提工作面压架临界支护阻力计算式,确定了上提工作面顶板岩层滑落失稳压架及挤压变形失稳压架的判据。

3) 分析了影响上提工作面压架的因素,研究认为:采取减少面长、降低采高、保持工作面直接顶的完整性、防止采空区顶板悬顶、加固工作面煤壁、采前疏水降压等措施将有利于上提工作面支架的稳定。

4) 岩块B在工作面前方的断裂位置对工作面支架的受力影响较大,是否位于工作面前方煤体弹性交界处有待进一步研究。

#### 参考文献:

- [1] 郭忠平, 文志杰, 王付清. 厚冲积层下厚煤层分层开采提高开采上限的研究[J]. 煤炭学报, 2008, 33(11): 1220-1223.  
GUO Zhongping, WEN Zhijie, WANG Fuqing. Study on improving upper limit in thick seams slicing mining under thick alluvium[J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(11): 1220-1223.
- [2] 刘瑞新. 松散含水层下提高开采上限的研究与实践[J]. 煤炭科学技术, 2010, 38(11): 56-59.  
LIU Ruixin. Study and practices on improvement of mining up limit under loose aquifer[J]. Coal Science and Technology, 2010, 38(11): 56-59.
- [3] 东兆星, 吴士良. 井巷工程[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2009: 14-17.
- [4] 柏建彪. 沿空掘巷围岩控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006: 37-38.
- [5] 侯朝炯, 马念杰. 煤层巷道两帮煤体应力和极限平衡区的探讨[J]. 煤炭学报, 1989, 14(4): 21-29.  
HOU Chaojiong, MA Nianjie. Stress in in-seam roadway sides and limit equilibrium zone[J]. Journal of China Coal Society, 1989, 14(4): 21-29.
- [6] 钱鸣高, 缪协兴, 许家林, 等. 岩层控制的关键层理论[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2000: 42-45.
- [7] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003: 33-36.
- [8] 文志杰. 无煤柱沿空留巷控制力学模型及关键技术研究[D]. 青岛: 山东科技大学, 2011.
- [9] 黄汉富. 薄基岩综放采场覆岩结构运动与控制研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2012.
- [18] 王永岩, 马士进, 高菲. 软岩巷道围岩变形时序预测方法的研究[J]. 辽宁工程技术大学学报: 自然科学版, 2001, 20(4): 505-506.  
WANG Yongyan, MA Shijin, GAO Fei. Study on time sequence prediction method of the deformation of surrounding rock in soft rock roadway[J]. Journal of Liaoning Technical University: Natural Science Edition, 2001, 20(4): 505-506.
- [19] 史玉峰, 孙保琪. 时间序列分析及其在变形数据分析中的应用[J]. 金属矿山, 2004(8): 13-15.  
SHI Yufeng, SUN Baoqi. Time series analysis and its application in analysis of deformation data[J]. Metal Mine, 2004(8): 13-15.
- [20] 王振龙, 胡永宏. 应用时间序列分析[M]. 北京: 科学出版社, 2007: 41-130.
- [21] 徐慧娟, 周世健, 鲁铁定. 自回归 AR 模型整体最小二乘分析[J]. 江西科学, 2011, 29(5): 543-545.  
XU Huijuan, ZHOU Shijian, LU Tieding. AR model of total least square estimation of instability[J]. Jiangxi Science, 2011, 29(5): 543-545.
- [22] 康红普, 王金华. 煤巷锚杆支护理论与成套技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007: 122.

(上接第 602 页)