



移动扫码阅读

马兆瑞.大采高工作面煤壁片帮拉-剪破坏共存机制研究[J].煤炭科学技术,2020,48(12):81-87.doi:10.13199/j.cnki.cst.2020.08.009
MA Zhaorui. Study on co-existence mechanism of tensile-shear failure of rib spalling in large mining height working face[J]. Coal Science and Technology, 2020, 48(12): 81-87.doi:10.13199/j.cnki.cst.2020.12.009

大采高工作面煤壁片帮拉-剪破坏共存机制研究

马兆瑞^{1,2}

(1.辽宁工程技术大学 矿业学院,辽宁 阜新 123000;2.天地科技股份有限公司 开采设计事业部,北京 100013)

摘要:针对浅埋大采高工作面在周期来压期间煤壁片帮严重的问题,采用理论计算和数值模拟的方法,计算出顶板断裂前后弹性应变能密度的变化量,定量地表示了大采高工作面在周期来压期间煤体破坏的能量源,阐述了大采高煤体片帮机制,实现了黏结强度弱化-摩擦强度强化(CWFS)本构模型,并对煤壁破坏机制进行了验证,将CWFS模型中脆性系数引入煤壁破坏深度公式中,得到了修正的煤体破坏深度公式。研究结果表明:大采高工作面的开采引起煤体内应力状态的改变,使得煤体处于低围压或无围压状态,因煤体黏聚力强度组分和剪切强度组分并非同时启动,而是煤体黏聚力随着塑性应变增加逐渐减小,摩擦强度随塑性应变的增加而增加,从而导致大采高工作面煤体出现张拉破坏,同时煤体内存在剪切破坏,形成了拉-剪破坏共存的现象。

关键词:大采高工作面;煤壁片帮;应变能密度;CWFS本构;拉剪破坏

中图分类号:TD323 **文献标志码:**A **文章编号:**0253-2336(2020)12-0081-07

Study on co-existence mechanism of tensile-shear failure of rib spalling in large mining height working face

MA Zhaorui^{1,2}

(1. College of Mining Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China; 2. Department of Mining and Design, Tiandi Science and Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China)

Abstract: As to the serious problem of coal rib spalling during the periodic pressure in shallow buried large mining height working face, the theoretical calculation and numerical simulation method are used to calculate the change of elastic strain energy density before and after the roof fracture, and quantitatively indicate the energy source of coal body failure of the large mining height during the periodic pressure period. The rib spalling mechanism of large mining height is described, the cohesion weakening and friction strengthening (CWFS) constitutive model is realized, and the rib spalling mechanism is verified. The brittleness coefficient in the CWFS model is introduced into the rib spalling formula, and the modified coal body destruction formula is obtained. The results show that the large mining height mining causes the change of the stress state in the coal body, so that the coal body is in a low confining pressure or no confining pressure state. The coal body cohesion strength component and the shear strength component are not simultaneously activated. Rather, the cohesive force of the coal body decreases with the increase of the plastic strain, and the friction strength increases with the increase of the plastic strain, which leads to the tensile failure of the coal body in the large mining height working face, and the shear failure also occurs within the coal body. Thus, the phenomenon of tensile-shear coexist.

Key words: large mining height working face; rib spalling; strain energy density; CWFS model; tensile-shear failure

0 引言

大采高工作面煤壁片帮极大地影响着开采效率,同时造成了工作面安全隐患,制约着矿井安全高效生产^[1-2]。大采高工作面煤壁片帮机制研究较

早,许多学者从煤壁破坏机理、影响因素及防治技术等多方面进行了研究^[3-5]。

大采高硬煤工作面煤壁片帮表现为脆性破坏,片帮煤体块度大,突发性强,煤体内部常伴随较大声响,其形式多为整壁破坏或凹型破坏。因此,硬煤破

坏机制异于软煤。有学者从采高角度出发,将煤壁简化为一端刚性固定,一端弹性支承的压杆模型,通过计算压杆稳定性,得出煤壁片帮位置及片帮形态,从而分析煤体破坏机制^[6-7]。王家臣等^[8]认为硬煤多发生为拉剪和拉裂2种破坏,将煤壁、顶板及支架组成的平衡系统抽象为2种边界条件,推导了煤壁拉剪、拉裂破坏判据,并对各种影响因素进行了敏感性分析。吴浩等^[9]针对8.5 m采高的工作面,采用压杆理论分析了煤壁的挠度特征,并提出梯形滑块模型,通过改进护帮机构以减少片帮现象。李化敏等^[10]采用数值方法和现场矿压监测分析了浅埋大采高工作面开采覆岩移动、矿压显现特征。邸帅等^[11]以上湾煤矿8.5 m采高工作面为例对煤壁片帮的主要因素和特征进行了研究,通过将洛德参数引入D-P准则修正了塑性区宽度计算公式。然而,采高增加引起的能量变化以及破坏准则适应性问题需要重新考虑。因此,笔者从作用于煤体能量变化及煤体自身损伤角度出发,研究大采高工作面正常推进及周期来压期间片帮机理,并在此基础上修正煤壁破坏深度公式。

1 覆岩破断前后能量变化规律

1.1 大采高顶板破断前受力分析

大采高工作面由于一次性采出煤体厚度的增大导致周期来压期间矿山压力显现强烈,煤体内能量变化可以从上覆岩层破断进行分析。

采煤工作面周期来压前,对煤体、顶板、支架形成的结构简化如图1^[12-13]所示。经过分析计算,可得煤壁前方基本顶挠曲线 $y_2(x)$ 、 $y_{21}(x)$ 及弯矩的函数表达式 $M_2(x)$ 、 $M_{21}(x)$,见式(1)—式(4)。

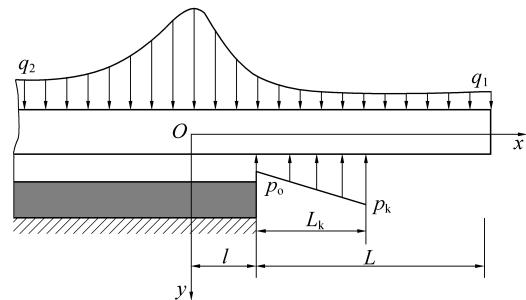
$$y_2(x) = e^{\beta x} [d_1 \cos(\beta x) + d_2 \sin(\beta x)] + \frac{q_2}{4\beta^4 EI} + \frac{k_2 x_2^4}{EI(1+4\beta^4 x_2^4)} \left(x_2 - x + \frac{4x_2}{1+4\beta^4 x_2^4} \right) e^{-\frac{x-x_2}{x_2}} \quad (x < 0) \quad (1)$$

$$y_{21}(x) = d_3 \sin(\beta x) \sinh(\beta x) + d_4 \sin(\beta x) \cosh(\beta x) + d_5 \cos(\beta x) \sinh(\beta x) + d_6 \cos(\beta x) \cosh(\beta x) + \frac{q_1}{4\beta^4 EI} + \frac{k_1 x_1^4}{EI(1+4\beta^4 x_1^4)} \left(x + x_1 + \frac{4x_1}{1+4\beta^4 x_1^4} \right) e^{-\frac{x+x_1}{x_1}} \quad (0 \leq x \leq l) \quad (2)$$

$$M_2(x) = EIy''_2(x) = 2EI\beta^2 e^{\beta x} [-d_1 \sin(\beta x) + d_2 \cos(\beta x)] + \frac{k_2 x_2^3}{1+4\beta^4 x_2^4} \left(\frac{4}{1+4\beta^4 x_2^4} - \frac{x+x_2}{x_2} \right) e^{-\frac{x-x_2}{x_2}} \quad (x < 0) \quad (3)$$

$$M_{21}(x) = EIy''_{21}(x) = 2EI\beta^2 e^{\beta x} [d_3 \cos(\beta x) \cosh(\beta x) + d_4 \sin(\beta x) \sinh(\beta x) - d_5 \sin(\beta x) \sinh(\beta x) - d_6 \cos(\beta x) \cosh(\beta x)] + \frac{k_1 x_1^3}{1+4\beta^4 x_1^4} \left(\frac{x-x_1}{x_1} + \frac{4}{1+4\beta^4 x_1^4} \right) e^{-\frac{x+x_1}{x_1}} \quad (0 \leq x \leq l) \quad (4)$$

其中, y_2 为峰值支承压力左侧基本顶位移, m; y_{21} 为峰值支承压力位置与煤壁之间基本顶位移, m; x 为距离原点的水平位置, m; M_2 为 y_2 部分基本顶的弯矩, N·m; M_{21} 为 y_{21} 部分基本顶的弯矩, N·m; E 为平面应变条件下基本顶的弹性模量, GPa; I 为单位宽度顶板惯性矩, m^4 ; $\beta = [C/(4EI)]^{1/4}$; C 为煤系地层刚度系数, GPa; k_1 、 k_2 、 x_2 、 x_1 为基本顶载荷的曲线方程参数; q_1 为作用在采空区上方的均布荷载, MPa; q_2 为煤壁前方不受支承压力影响区域的均布荷载, MPa; d_1 ~ d_6 为待定参数, 求解过程可参考文献[12]。



L_k —控顶距; p_0 、 p_k —支架前后端支护阻力;

L —悬顶距; l —应力峰值位置至煤壁距离

图1 坚硬顶板周期来压前力学模型

Fig.1 Mechanics model of tight roof before periodic weighting

1.2 大采高顶板破断后弯矩方程推导

周期来压前连续梁挠度和弯矩表达式可参考文献[12]。大采高工作面周期来压期间,破断位置前方顶板挠曲线方程和弯矩方程仍可用式(1)、式(3)表示,仅需对方程中 d_1 、 d_2 重新计算即可。参考文献[13],对顶板破断后挠曲线、弯矩方程求解位置过程分析可知, d_1 、 d_2 可用式(5)、式(6)表示。“悬臂梁”破断后顶板结构分析如图2所示。

$$d_2 = -\frac{k_2 x_2^3 e^{-1}}{2EI\beta^2 (1+4\beta^4 x_2^4)} \left(\frac{4}{1+4\beta^4 x_2^4} - 1 \right) \quad (5)$$

$$d_1 = d_2 + \frac{k_2 x_2^3 e^{-1}}{2EI\beta^3 (1+4\beta^4 x_2^4)} \left(\frac{4}{1+4\beta^4 x_2^4} - 2 \right) + \frac{Q_o^*}{12EI\beta^3} \quad (6)$$

$$Q_o^* = \frac{q_1 L^*}{2} + \frac{k_1 x_1^3}{L^*} \times \left[\left(\frac{L^* + x_1}{x_1} + 2 \right) e^{-\frac{L^* + x_1}{x_1}} - \left(3 - \frac{2L^*}{x_1} \right) e^{-1} \right] \quad (7)$$

式中: $L^* = L + l$ 。

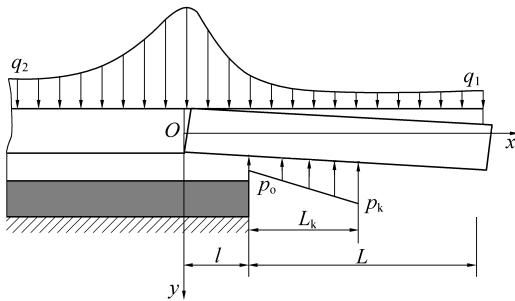


图2 坚硬顶板周期来压力学模型

Fig.2 Mechanics model of tight roof during periodic weighting

1.3 大采高顶板破断前后应变能密度分析

大采高工作面顶板梁结构应变能密度表达式可简化表达为

$$\frac{dU}{dx} = \frac{M^2(x)}{2EI} \quad (8)$$

其中, U 为应变能; $M(x)$ 为弯矩。将式(3)、式(4)代入式(8),通过具体数值即可得到大采高工作面周期来压前后煤壁前方基本顶应变能密度。

选取神东大柳塔矿52304工作面为算例,基本资料参考文献[14],基本顶厚度 $h=8\text{ m}$,容重 $\gamma=25\text{ kN/m}^3$,基本顶弹性模量 $E=25\text{ GPa}$; $EI=1067.5\times10^9\text{ N}\cdot\text{m}^2$; $q_1=0.5\text{ MPa}$; $q_2=5.0\text{ MPa}$; $x_1=2\text{ m}$; $k_1=1.97\times10^7\text{ Pa}$; $x_2=6\text{ m}$; $k_2=0.453\times10^7\text{ Pa}$; $C=0.25\sim1.00\text{ GPa}$,取 0.50 GPa ; $\beta=[C/(4EI)]^{1/4}=0.104$; $L=16\text{ m}$; $l=6\text{ m}$; $p_0=p_k=2\times10^6\text{ N/m}$; $L_k=4.2\text{ m}$ 。将上述各参数值代入所述公式得出大采高工作面周期来压前后煤壁前方基本顶应变能密度曲线,如图3所示。

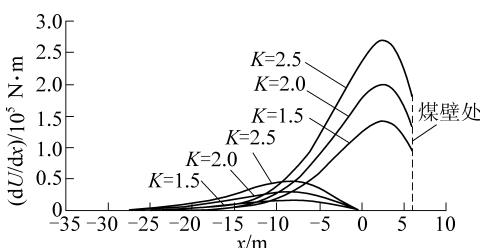


图3 顶板断裂前后弯曲应变能密度分布

Fig.3 Distribution of bending strain energy density of roof before and after its periodic weighting

依据式(8)可得不同应力集中系数条件下,基

本顶断裂前后应变能密度分布曲线。当煤壁前方应力集中系数 K 取值分别为1.5,2.0,2.5时,基本顶断裂前应变能密度最大值分别为 1.407×10^5 、 1.998×10^5 、 $2.693\times10^5\text{ N}\cdot\text{m}$;基本顶断裂后应变能密度最大值分别 1.527×10^4 、 2.832×10^4 、 $4.537\times10^4\text{ N}\cdot\text{m}$ 。

煤层开采后,上覆岩层周期性断裂,其断裂长度作为引起采煤工作面矿压显现的因素不可忽视。基本顶断裂长度 L_c 不同时,顶板断裂前后应变能密度也发生变化,如图4所示。

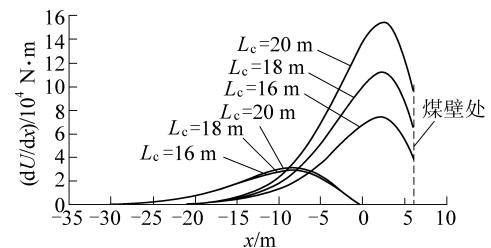


图4 不同周期来压步矩下应变能密度

Fig.4 Strain energy density of rock beam under different period weighting

当基本顶断裂长度分别为16,18,20 m时,基本顶断裂前应变能密度最大值分别为 0.743×10^5 、 1.124×10^5 、 $1.549\times10^5\text{ N}\cdot\text{m}$;基本顶断裂后应变能密度最大值分别为 2.913×10^4 、 3.014×10^4 、 $3.142\times10^4\text{ N}\cdot\text{m}$ 。由以上可知,基本顶断裂长度从16 m增加至20 m时,断裂长度增加了1.25倍,而基本顶断裂前后应变能密度增加了1.95倍。因此,基本顶断裂步矩的变长将会导致煤体内能量密度呈指数性增加。

2 大采高工作面煤体片帮微观机理分析

2.1 大采高工作面煤壁破坏微观机制

HAJIABDOLMAJID V等^[15-16]在研究中发现脆性岩体黏聚力和摩擦力在受力过程中可表示为塑性应变的函数,当岩体应力达到裂纹起裂应力时,裂纹开始扩展、贯通,宏观表现为黏聚力逐渐损伤,若无围压或围压较小时,岩体裂纹竖向贯通,呈现张拉破坏;当围压较大时,裂纹贯通形成剪切带,此时,摩擦力逐渐增大,直至达到剪切强度,岩体破坏,如图5所示。

基于此,提出了CWFS模型,其表达式为

$$f(\sigma)=f(c, \bar{\varepsilon}^p) + f(\sigma_n, \bar{\varepsilon}^p) \tan \varphi \quad (9)$$

$$\bar{\varepsilon}^p = \int \sqrt{\frac{2}{3}} (\mathrm{d}\varepsilon_1^p \mathrm{d}\varepsilon_1^p + \mathrm{d}\varepsilon_2^p \mathrm{d}\varepsilon_2^p + \mathrm{d}\varepsilon_3^p \mathrm{d}\varepsilon_3^p) \mathrm{d}t \quad (10)$$

式中: $f(\sigma)$ 为剪切强度; $f(c, \bar{\varepsilon}^p)$ 为黏结强度; $f(\sigma_n,$

$\bar{\varepsilon}^p \tan \varphi$ 为摩擦强度; c 为黏聚力; σ_n 为岩体破裂面正应力; φ 为内摩擦角; $\bar{\varepsilon}^p$ 为等效塑性应变; $d\varepsilon_i^p$ ($i=1, 2, 3$) 为塑性主应变增量。

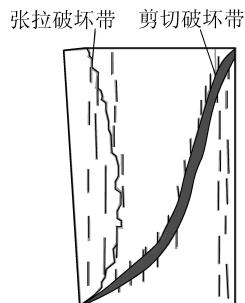


图 5 大采高工作面煤壁片帮机制

Fig.5 Mechanism of rib spalling in working face with great mining height

实践发现,大采高工作面煤壁片帮是由拉裂破坏或劈裂破坏引起的。采煤工作面正常推进期间,煤体不断被采出,超前支承压力随之前移,在卸荷作用下,煤壁所受张拉应力接近其抗拉强度^[17]而发生层裂破坏,即轻微片帮。当采煤工作面周期来压时,上覆岩层断裂释放的能量,一部分由采空区、支架吸收或转移释放,另一部分则作用在前方煤体。在断裂岩层回转过程中,前方煤体发生的弹性变形不足以抵消岩层释放于煤体中的能量,使得岩层断裂作用点附近煤体内微裂隙扩展贯通,黏聚力逐渐减小,由于煤壁附近侧向压力较小,微裂隙无法贯通

形成剪切带,摩擦强度分量未发挥至最大值,煤体中微裂隙便形成竖向贯通的张拉应力带而发生破坏。

2.2 大采高工作面煤体 CWFS 模型数值验证

首先进行煤岩体单轴压缩试验以获取基本的物理力学参数。试验所用煤样及岩样取自大柳塔煤矿 5-2 煤层。按照国家标准“煤和岩石物理力学性质测定方法: GB—23561.7”规定,确定煤、岩样试件的尺寸为 $\phi 50 \text{ mm} \times 100 \text{ mm}$ 。煤、岩样各准备 3 个,煤样编号为 C-1, C-2, C-3, 岩样编号为 R-1, R-2, R-3。煤岩体单轴压缩试验采用 DNS100 电子万能试验机。试验加载过程首先采用力控制方式加载轴向荷载,煤岩体达到峰值强度后切换为位移控制方式以得到峰后应力应变曲线。煤岩体单轴压缩试验结果见表 1 及图 6。其次,利用 FLAC^{3D} 软件自定义本构模型接口,将 CWFS 模型嵌入作为煤体破坏的本构模型,该模型具体计算用式(11)、式(12)。在煤岩体力学试验的基础上,利用软件经过多次试算得到符合试验结果的数值参数。由图 6 可知,尽管煤岩体单轴压缩试验和数值模拟结果在峰前段未能很好地吻合,但却能很好地模拟峰后软化阶段。煤岩体数值模拟参数见表 2,煤体应变软化参数见表 3。为了模拟周期来压,通过接触面单元,在上覆岩层中设置周期来压位置。正常推进和周期来压时,采煤工作面塑性区分布如图 7、图 8 所示。

表 1 煤岩体单轴压缩试验物理力学参数

Table 1 Physical mechanical parameters for coal and rock in uniaxial compression test

试件编号	几何尺寸/mm		质量/g	密度/(g·cm ⁻³)	单轴抗压强度/MPa	弹性模量/GPa	泊松比
	高度	直径					
C-1	100.31	49.43	32.32	1.34	20.38	1.632	0.25
C-2	100.50	49.04	42.22	1.55	28.69	2.658	0.22
C-3	100.54	49.26	39.50	1.43	23.41	2.150	0.23
R-1	100.26	49.26	61.47	2.57	48.87	9.230	0.17
R-2	100.61	49.30	61.09	2.54	42.37	5.010	0.21
R-3	100.39	49.28	61.25	2.56	53.07	11.900	0.15

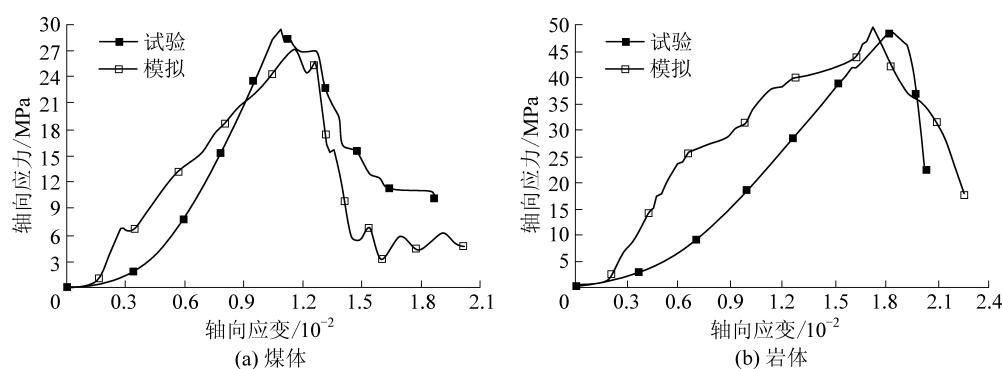


图 6 煤岩体单轴压缩试验和数值模型对比

Fig.6 Comparison between uniaxial compression test and numerical model for coal and rock

表2 数值模型物理力学参数

Table 2 Physical and mechanical parameters of numerical simulation

层位	密度/(kg·m ⁻³)	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/MPa	内摩擦角/(°)	黏聚力/MPa
底板	2 700	2.56	2.36	1.75	38	2.16
顶板	2 600	2.43	2.26	1.50	36	2.00
煤层	1 400	1.95	1.77	1.00	36	2.00

表3 媒体应变软化参数

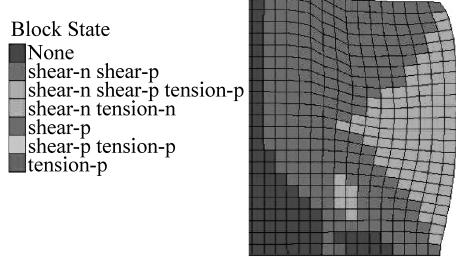
Table 3 CWFS parameters of coal

塑性应变	0	1×10^{-4}	2×10^{-4}	3×10^{-4}	1
黏聚力/MPa	2.0	1.6	1.2	0.8	0.4
内摩擦角/(°)	28	30	32	34	36

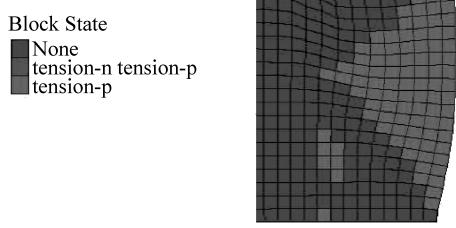
$$f(c, \bar{\varepsilon}^p) = \begin{cases} c_i & (\bar{\varepsilon}^p = 0) \\ (c_r - c_i) \bar{\varepsilon}^p / \varepsilon_c^p + c_i & (0 < \bar{\varepsilon}^p < \varepsilon_c^p) \\ c_r & (\varepsilon_c^p \leq \bar{\varepsilon}^p) \end{cases} \quad (11)$$

$$f(\sigma_n, \bar{\varepsilon}^p) = \begin{cases} 0 & (\bar{\varepsilon}^p = 0) \\ (\bar{\varepsilon}^p / \varepsilon_f^p) \sigma_n & (0 < \bar{\varepsilon}^p < \varepsilon_f^p) \\ \sigma_n & (\varepsilon_f^p < \bar{\varepsilon}^p) \end{cases} \quad (12)$$

式中: c_i 为初始黏聚力; c_r 为残余黏聚力; $\varepsilon_c^p, \varepsilon_f^p$ 分别为黏结强度和摩擦强度达到稳定值时的塑性应变极限值。



(a) 塑性区



(b) 拉伸塑性区

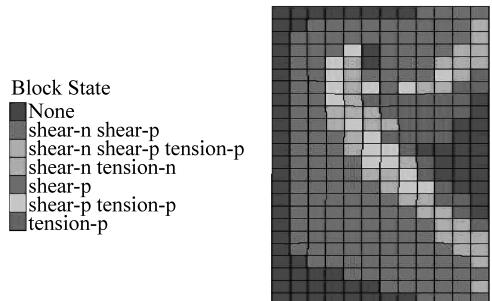
图7 周期来压前煤壁前方塑性区分布

Fig.7 Plastic zone distribution in the coal mass before period weight

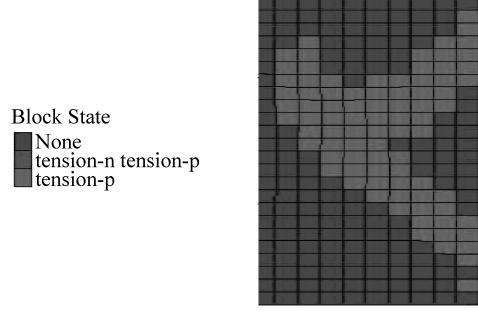
大采高工作面正常推进时,煤壁未发生明显变形,整个煤壁并没有全部发生塑性变形,从煤壁表面仅观察到上部和下部存在塑性屈服区,但在煤体内

部形成了塑性区贯通现象。由图7可知,煤壁附近存在拉伸屈服区,煤体深处则形成了剪切屈服区。这种现象在大采高工作面表现为部分煤壁层裂,但煤体会传出破裂声。

当大采高工作面周期来压时,顶板断裂释放大量能量,在煤壁已有弹性条件下,煤壁发生屈服变形。由于硬煤允许变形量小,导致煤壁发生大面积破坏,表现为片帮现象,其走向截面形状呈“横V”型,同时在煤壁深处也发生了剪切塑性屈服。因此,大采高硬煤工作面在周期来压阶段,煤壁附近呈现拉裂破坏,深部则伴随着剪切屈服,其机制为拉伸-剪切共存,如图8所示。



(a) 塑性区



(b) 拉伸塑性区

图8 周期来压时煤壁前方塑性区分布

Fig.8 Plastic zone distribution in the coal mass during period weight

3 大采高工作面煤壁片帮深度分析

目前,研究大采高工作面片帮深度时,有2种方法:①简化大采高工作面为压杆模型,将压杆临界失稳时挠度值作为煤壁片帮深度;②采用极限平衡法,选取合适的屈服准则,计算大采高工作面片帮范围。

采用极限平衡法计算大采高工作面煤体片帮深度时,利用不同的屈服准则可以得出不同的片帮深度公式。岩体力学经常使用的屈服准则分别为Drucker-Prager准则、Mises准则及Mohr-Coulomb准则。由这3个准则可知,当开采条件确定时便可计算准确的深度,然而大采高工作面片帮深度和煤层塑性应变值有关。为了能够反映煤体脆性程度对煤体片帮的影响,对Mohr-Coulomb准则进行修正,可得式(13):

$$x_0 = \frac{M}{2\xi f} \ln \frac{\frac{C_p}{f(1+I_B)}}{\xi [P_0 + \frac{C_p}{f(1+I_B)}]} \quad (13)$$

式中: M 为采高; K 为应力集中系数; γ 为煤体容重;

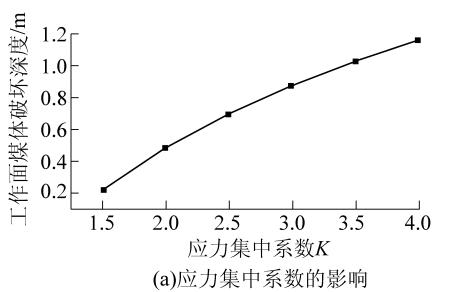
表4 准则参数及不同屈服准则下煤壁前方破坏深度

Table 4 Criterion parameters failure depths of working face with different yielding criterion

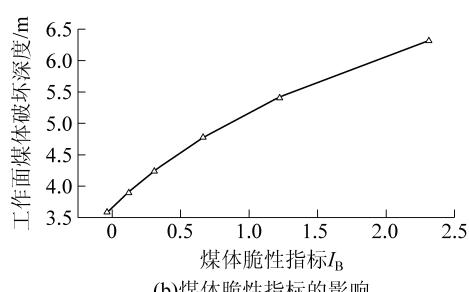
M/m	H/m	$\gamma/(kN \cdot m^{-3})$	$\varphi/(^\circ)$	f	P_0/MPa	K	σ_1/MPa	σ_2/MPa	σ_3/MPa	不同屈服准则下片帮深度/m		
										D-P	Mises	M-C
6	200	25	36	0.5	0.5	2	5	2	2	2.089	6.544	0.343

注: σ_1 、 σ_2 、 σ_3 分别为最大、中间、最小主应力; φ 为内摩擦角。

由表4可知,D-P、Mises和M-C准则得出的煤壁片帮深度差别较大。实践表明,M-C准则更适用于判别岩石破坏。在M-C准则得到的煤壁破坏区公式基础上,结合CWFS模型,得到大采高工作面脆性煤体片帮深度公式。对式(13)中应力集中系数 K 和煤体脆性指标进行敏感性分析,如图9所示。



(a)应力集中系数的影响



(b)煤体脆性指标的影响

图9 工作面煤体破坏深度随应力集中系数和煤体脆性指标变化规律

Fig.9 Effect laws of Failure depth of working face with stress concentration factor and brittleness index of coal mass

H 为采深; P_0 为支架护帮板对煤壁支撑力; f 为煤层与顶底板的摩擦因数; $\xi = (1+\sin \varphi)/(1-\sin \varphi)$; $I_B = \frac{\varepsilon_f^p - \varepsilon_c^p}{\varepsilon_c^p}$,反映煤体脆性指标^[16],可通过试验获得; C_p 为黏结力峰值强度; $\bar{\varepsilon}^p$ 为等效塑性应变。

式(13)中, K 不仅代表大采高工作面正常推进期间煤壁前方应力集中系数,而且可以代表工作面周期来压时动载系数,因此 K 不是定值,而是随工作面前方煤壁支承压力变化的变量,这可以反映顶板断裂过程的宏观运动; $\bar{\varepsilon}^p$ 作为表示煤体塑性变形的指标,也会在煤体不同受力条件下而变化,从而反映煤体微观变形破坏过程。因此,式(13)既能反映顶板宏观断裂作用于煤体的宏观运动,又能从煤体自身破坏角度,反映煤体在受力过程中破坏机制。

脆性煤体破坏深度随着应力集中系数和煤体脆性指标的增加而增大,说明上覆岩层随煤壁推进破断释放的能量和煤体自身的强度属性都会影响煤体的破坏深度。大采高工作面脆性煤体片帮深度不仅受表观因素决定,而且随着煤体塑性应变的改变而变化。这可以解释大采高工作面脆性煤体在推进过程中片帮深度变化的原因。在正常推进和周期来压期间, K 值可以反映作用在煤体上支承压力的变化。因此,该公式又能体现正常和来压阶段,工作面片帮深度的能量来源。

4 结 论

1) 基本顶断裂步矩的变长会导致煤体内能量密度呈指数性增加。

2) 利用CWFS本构模型解释了煤体在正常推进期间煤壁发生轻微片帮,和周期来压期间,煤壁大面积片帮的机理。煤壁在周期来压期间发生大面积张拉片帮由黏聚力减小,煤体中裂纹贯通导致,但距离煤壁深处仍有剪切塑性区形成。

3) 推导出改进的M-C塑性区深度公式,其中增加了塑性应变对塑性区深度的影响,从而可更准确地预测煤壁破坏深度。

参考文献(References):

- [1] 王家臣.厚煤层开采理论与技术[M].北京:冶金工业出版社,

2009;30-34.

- [2] 王家臣.极软厚煤层煤壁片帮与防治机理[J].煤炭学报,2007,32(8):785-788.

WANG Jiachen.Mechanism of the rib spalling and the controlling in the very soft coal seam[J].Journal of China Coal Society,2007,32(8):785-788.

- [3] 袁永,屠世浩,马小涛,等.“三软”大采高综采面煤壁稳定性及其控制研究[J].采矿与安全工程学报,2012,29(1):22-25.

YUAN Yong, TU Shihao, MA Xiaotao, et al.Coal wall stability of fully mechanized working face with great mining height in “three soft” coal seam and its control technology[J].Journal of Mining & Safety Engineering,2012,29(1):22-25.

- [4] 方新秋,何杰,李海潮.软煤综放面煤壁片帮机理及防治研究[J].中国矿业大学学报,2009,38(5):640-644.

FANG Xinqiu, HE Jie, LI Haichao.A study of the rib fall mechanism in soft coal and its control at a fully mechanized top coal caving face[J].Journal of China University of Mining & Technology, 2009,38(5):640-644.

- [5] 刘长友,黄炳香,常兴民,等.极软厚煤层大采高台阶式综采端面煤岩稳定性控制研究[J].中国矿业大学学报,2008,37(6):734-739.

LIU Changyou, HUANG Bingxiang, CHANG Xingming, et al. Study on tip to face coal and rock stability control of fully mechanized stepped large cutting height mining in extremely soft thick seam[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2008,37(6):734-739.

- [6] 尹希文,闫少宏,安宇.大采高综采面煤壁片帮特征分析与应用[J].采矿与安全工程学报,2008,25(2):222-225.

YIN Xiwen, YAN Shaohong, AN Yu.Characters of the rib spalling in fully mechanized caving face with great mining height [J].Journal of Mining & Safety Engineering,2008,25(2):222-225.

- [7] 宁宇.大采高综采煤壁片帮冒顶机理与控制技术[J].煤炭学报,2009,34(1):50-52.

NING Yu.Mechanism and control technique of the rib spalling in fully mechanized mining face with great mining height [J].Journal of China Coal Society,2009,34(1):50-52.

- [8] 王家臣,王兆会,孔德中.硬煤工作面煤壁破坏与防治机理[J].煤炭学报,2015,40(10):2243-2250.

WANG Jiachen,WANG Zhaohui,KONG Dezhong.Failure and prevention mechanism of coal wall in hard coal seam[J].Journal of China Coal Society, 2015,40(10):2243-2250.

- [9] 吴浩,宋选民.8.5 m 大采高综采工作面煤壁稳定性的理论分析[J].煤炭科学技术,2015, 43(3):22-25.

WU Hao, SONG Xuanmin.Theoretical analysis on coal wall stability of fully mechanized 8.5 m high cutting longwall mining face[J].Coal Science and Technology, 2015, 43(3):22-25.

- [10] 李化敏,张群磊,刘闯,等.特厚煤层大采高开采覆岩运动

与矿压显现特征分析[J].煤炭科学技术,2017,45(1):27-33.

LI Huamin,ZHANG Qunlei,LIU Chuang, et al. Analysis on overburden strata movement and mine strata pressure behavior of high cutting mining in ultra thick seam[J].Coal Science and Technology,2017,45(1):27-33.

- [11] 邸帅,王继仁,宋桂军.8.5 m 大采高工作面煤壁片帮特征研究[J].煤炭科学技术, 2017, 45(9):97-102,115.

DI Shuai, WANG Jiren, SONG Guijun. Study on rib spalling characteristics of 8.5 m height fully mechanized mining face[J].Coal Science and Technology, 2017, 45(9):97-102,115.

- [12] 潘岳,顾士坦,戚云松.周期来压前受超前隆起分布荷载作用的坚硬顶板弯矩和挠度的解析解[J].岩石力学与工程学报, 2012, 31(10): 2053-2063.

PAN Yue, GU Shitan, QI Yunsong. Analytic solution of tight roof's bending moment and deflection under swelling distributive supporting pressure [J].Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(10): 2053-2063.

- [13] 潘岳,王志强,李爱武.初次断裂期间超前工作面坚硬顶板挠度、弯矩和能量变化的分析解[J].岩石力学与工程学报, 2012, 31(1): 178-179.

PAN Yue, WANG Zhiqiang, LI Aiwu.Analytic solutions of deflection, bending moment and energy change of tight roof of advanced working surface during initial fracturing [J].Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(1):178-179.

- [14] 陈苏社.大柳塔煤矿 7.0 m 支架综采顶板结构与矿压规律研究[J].陕西煤炭,2015(3):1-4.

CHEN Sushe.Study on roof structure and ground pressure law of fully mechanized mining face with 7.0 m high supports in Daliuta Coal Mine [J].Shaanxi,2015(3):1-4.

- [15] HAJIABDOLMAJID V.Mobilization of strength in brittle failure of rock [D].Kingston,Canada:Queen's University,2001.

- [16] HAJIABDOLMAJID V, KAISER P.Brittleness of rock and stability assessment in hard rock tunneling[J].Tunnelling & Underground Space Technology Incorporating Trenchless Technology Research, 2002, 18(1):35-48.

- [17] CAI M,KAISER P.In-situ rock spalling strength near excavation boundaries[J].Rock Mechanics & Rock Engineering, 2014, 47:659-675.

- [18] 李占魁.大采高综采工作面煤壁片帮机理与控制技术研究[D].淮南:安徽理工大学,2014.

- [19] 田建良.大采高综采面煤壁片帮机理及控制技术研究[D].淮南:安徽理工大学,2011.

- [20] 熊仁钦.关于煤壁内塑性区宽度的讨论[J].煤炭学报,1989, 14(1):16-22.

XIONG Renqin.Discussion on width of plastic zone in coal rib [J].Journal of China Coal Society,1989,14(1):16-22.