

文章编号:1000-582X(2008)12-1446-05

# 矿井非典型动力现象机理的数值模拟

唐建新<sup>1</sup>, 康钦容<sup>1</sup>, 张卫中<sup>2</sup>

(1. 重庆大学 西南资源开发及环境灾害控制工程教育部重点实验室, 重庆 400030;

2. 中南财经政法大学 安全科学与管理学院, 武汉 430074)

**摘要:**以四川省芙蓉矿业集团公司某矿事故案例为研究对象,提出矿山非典型动力现象的定义,利用弹塑性问题的三维有限元数值分析软件,分析采场应力分布规律、计算各坚硬厚层顶板的初次和周期断裂步距、分析破坏岩块的平衡结构,揭示矿井非典型动力现象发生的机理:位于弯曲下沉带最下位的厚层坚硬顶板在地质构造和采动影响下初次断裂失稳,破坏了下位“砌体梁”平衡结构,直接导致了矿井非典型动力现象的产生。研究表明:顶板岩层结构、原岩应力、“主关键层”的冲击倾向性是影响矿井非典型动力现象发生的3大主要因素。

**关键词:** 矿山; 非典型动力现象; 机理; 数值模拟

**中图分类号:** TD 457

**文献标志码:** A

## Numerical simulation of the mechanism of atypical dynamic phenomena in mines

TANG Jian-xin<sup>1</sup>, KANG Qin-rong<sup>1</sup>, ZHANG Wei-zhong<sup>2</sup>

(1. Key Laboratory for the Exploitation of Southwest Resources and Environmental Disaster Control Engineering, Ministry of Education, Chongqing University, Chongqing 400030, P. R. China;

2. School of Safety Science and Administration, Zhongnan University of Economics and Law (ZUEL), Wuhan 430074, P. R. China)

**Abstract:** An atypical dynamic phenomenon of mines, including its action forms and definition, were put forward, based on the mining accident at the Furong Mining Group Company in Sichuan, P. R. China. The mechanism of the atypical dynamic phenomenon was revealed by analyzing rock stress distribution, calculating the first and cycle broken distance of each thick and hard roof, and analyzing the balance structure of broken rock based on the three-dimensional finite element software. The first stratum of the bent, sunken, aged strip was influenced by the geological conformation and the coal mining activity. This created the first break of the key stratum and led to the atypical dynamic phenomenon. We show that the key factors affecting the phenomena are the roof and floor structures, surrounding rock, and initial stress and rock burst tendency of the key stratum.

**Key words:** mines; atypical dynamic phenomenon; numerical simulation; mechanism

收稿日期:2008-06-23

基金项目:国家自然科学基金资助项目(50374084)

作者简介:唐建新(1959-),男,重庆大学教授,博士生导师,主要从事采矿工程、矿井灾害防治方向的研究,  
(E-mail)jxtang@cqu.edu.cn。

欢迎访问重庆大学期刊网 <http://jks.cqu.edu.cn>

四川省芙蓉矿业集团公司某矿是年产 90 万吨原煤的严重突出矿井,投产 34 年来,已发生 201 次煤与瓦斯突出事故。其二 O 盘区 20112、20132 两个工作面,在初采期间距开切眼分别为 150、120 m 时,分别于 1999 年 6 月 28 日,2002 年 9 月 8 日发生了 2 次矿井动力现象,事故发生时采空区气体被瞬间大量压出,工作面 and 机巷的风流改向,粉尘弥漫,能见度极低。机风巷和工作面内的风流中的瓦斯浓度瞬间超过 10%,工作面顶板台阶下沉,单体液压支柱歪斜并插入底板 10~30 cm 不等,煤壁片帮,底鼓、巷道支架折损。2 次发生事故前夕均无人能感观所能接收的任何征兆。并且该矿井动力现象不同于熟知的煤与瓦斯突出、顶板大面积来压、冲击地压等典型的矿井动力现象,它是一种兼具三者属性的矿井动力现象,称之为矿井非典型动力现象,即位于弯曲下沉带最下位、具有特殊的物理力学性质的“主关键层”在回采影响和地质构造的作用下首次断裂失稳,并摧毁其下“砌体梁”平衡结构,以强烈的突发的形式表现出来的种种力学现象的总称<sup>[1]</sup>。

目前,国内外关于矿井动力现象的研究成果主要集中在冲击地压、顶板大面积来压和瓦斯动力灾害上,对兼具冲击地压、顶板大面积来压和瓦斯动力灾害属性的矿井动力现象并未见报道。以该矿事故工作面为例,通过数值模拟,分析煤层开采后采场应力分布规律,顶板破断规律以及断裂岩块的平衡结构,从而揭示矿井非典型动力现象的作用机理、产生的原因及主要影响因素<sup>[2-8]</sup>。

## 1 数值模拟

### 1.1 模型建立

结合白皎煤矿,计算模型的几何尺寸取:走向长为 540 m,其中工作面推进距离为 140 m;倾斜宽为

535 m(煤层倾角 10°),其中工作面长度为 120 m;模型高度为 282.6 m。此次计算主要是分析顶板应力分布情况,因此,只取开采层  $K_3$  煤层底板深度 90 m。此次计算只分析到顶板第 6 坚硬层破断为止,该层距  $K_3$  煤层高度为 64.6 m,其上未断裂的岩层考虑为采空区高度的 2 倍,顶板总高度为 192.6 m。

此次数值分析共计算了 13 个模型,分别是工作面开挖到距开切眼 15、20、50、60、70、80、90、100、110、120、130、135 和 140 m。白皎矿 20112 工作面倾斜上侧是 2092、2072 等已采工作面采空区,顶板断裂后,在采空区内分为冒落带、裂隙带和弯曲下沉带,根据缓斜煤层回采工作面顶板分类方案,在这些采空区内,冒落带高度取 5.2 m( $K_3$  煤层厚 2.2 m 加直接顶厚 3 m),裂隙带的高度取 61.4 m(因顶板第 6 坚硬层距直接顶的高度为 61.4 m,而该层之上再无更坚硬且厚层状的岩层,因此可认为该层之上为弯曲下沉带)<sup>[9-13]</sup>。

### 1.2 材料参数

在模型范围内共有 20 个煤(岩)层,均在事故区现场取样,按照 3D- $\sigma$  对所选择材料模型参数要求,在实验室测定其物理力学参数。由采空区内材料物理力学参数确定:冒落带的碎胀系数取 1.4,裂隙带的碎胀系数取 1.1,弯曲下沉带碎胀系数取 1.01,它们分别除以各带岩层的原始容重,即为各带容量,弹性模量和泊松比是通过反算法得到的。笔者曾采用深部基点法现场实测了该矿工作面开采后煤(岩)体在采空区走向观测线和倾向观测线的变形量,采用线弹性平面应变有限元程序计算了煤(岩)体在这 2 个观测线上的变形量,结果表明计算结果与实测结果基本一致。具体的材料参数见表 1 所示。而对于 2092 和 2072 采空区内已破坏的煤(岩)体的材料参数见文献<sup>[1]</sup>。

表 1 20112 工作面事故区煤岩物理力学参数试验结果表

序号	岩层名称	岩层厚度 $h/m$	容重 $\gamma/$ ( $kN \cdot m^{-3}$ )	弹性模量 $E/MPa$	泊松比 $\mu$	抗压强度 $\sigma_{压}/MPa$	抗拉强度 $\sigma_{拉}/MPa$	内聚力 $C/MPa$	内摩擦角 $\varphi/(^\circ)$
20	飞仙关页岩	30.0	25.98	4 982	0.24	38.21	3.55	11.27	26.4
19	飞仙关页岩	30.0	25.98	4 982	0.24	38.21	3.55	11.27	26.4
18	飞仙关页岩	30.0	25.98	4 982	0.24	38.21	3.55	11.27	26.4
17	深灰色砂质泥岩	26.0	25.79	7 269	0.31	40.58	3.27	10.53	26.5
16	细砂岩	12.0	27.04	51 993	0.25	133.37	11.76	24.35	36.5
15	灰色砂质泥岩	8.0	26.79	7 698	0.29	43.86	3.82	9.83	22.7
14	细砂岩	4.0	26.43	47 229	0.28	100.27	9.32	16.38	28.9
13	深灰色砂质泥岩	8.0	25.49	6 527	0.36	34.12	3.14	12.68	18.9
12	细砂岩	6.2	27.13	48 635	0.19	99.78	8.83	27.64	29.6
11	灰色砂质泥岩	8.0	24.85	5 473	0.36	30.49	2.54	18.70	17.3

续表 1

序号	岩层名称	岩层厚度 $h/m$	容重 $\gamma / (\text{kN} \cdot \text{m}^{-3})$	弹性模量 $E/\text{MPa}$	泊松比 $\mu$	抗压强度 $\sigma_{\text{压}}/\text{MPa}$	抗拉强度 $\sigma_{\text{拉}}/\text{MPa}$	内聚力 $C/\text{MPa}$	内摩擦角 $\varphi/(\text{°})$
10	细砂岩	6.0	27.81	64 474	0.25	89.83	8.34	32.96	24.7
9	深灰色砂质泥岩	8.0	25.29	6 127	0.27	48.72	4.13	13.20	16.5
8	细砂岩	6.0	26.73	47 229	0.17	68.52	5.01	18.29	26.3
7	灰色砂质泥岩	5.2	26.77	6 316	0.26	25.79	1.87	13.80	17.2
6	细砂岩	2.0	27.09	48 756	0.22	63.68	5.75	27.33	28.4
5	深灰色砂质泥岩	3.0	25.31	5 934	0.22	35.96	2.87	14.60	16.3
4	$K_3$ 煤层	2.2	14.69	1 510	0.14	7.00	1.24	1.51	35.5
3	灰色泥质砂岩	10.0	27.40	53 861	0.27	45.64	4.65	19.50	26.9
2	深灰色泥岩	30.0	19.60	15 092	0.27	29.00	2.79	18.70	24.0
1	粉砂岩	50.0	26.45	37 692	0.12	55.61	5.44	23.85	26.0

1.3 边界条件

模型顶部距地表平均埋深  $H$  为 425 m, 上覆岩层平均容重取  $24.5 \text{ kN/m}^3$ , 模型顶部考虑为应力边界, 上覆岩层均以均布垂直载荷的形式作用于模型顶面:  $\sigma = \gamma H = 10.41 \text{ MPa}$ 。模型底部考虑为位移边界,  $u_y = 0$ , 即限制底边界沿垂直方向的移动, 而不限制水平方向的移动。模型未开采, 均为原始煤(岩)体, 在 4 个面上先后作用了三角形应力、均布载荷及梯形分布的应力, 特别是对梯形分布的应力进行了多次调整、试算, 使最后计算的实测点的应力与实测应力基本一致, 所获得的边界条件如图 1 所示。

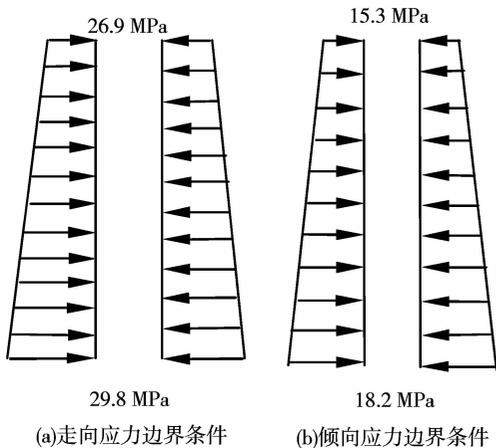


图 1 模型的边界条件

此次计算采用的是矩形 6 面体等参单元, 所计算的 13 个模型中, 单元数介于 12 600~15 960 个之间。

1.4 计算结果分析

该矿 20112 回采工作面上方共有 6 个厚层坚硬顶板, 其间是厚度相当的软弱岩层, 而位于最上面的第 6 坚硬层厚度最大, 其上再无厚层坚硬岩层。受开采影响, 坚硬层内应力明显大于软弱层应力, 且随

着采空区面积的扩大, 各坚硬层由下往上逐次断裂, 每个坚硬层初次断裂前层内应力分布特点都大致相同, 随着采空区面积扩大, 坚硬层内垂直应力值变化不大, 而其它应力分量则逐渐增大, 现以 20112 工作面推进到距开切眼 135 m, 1~5 坚硬层均已断裂, 在第 6 坚硬层断裂前夕, 对其层内应力分布特点进行数值模拟分析。结果如图 2、3、4 示。

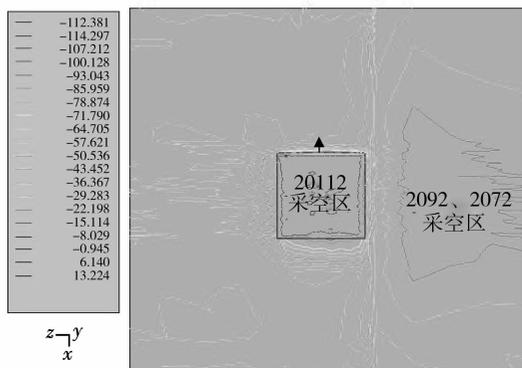


图 2 第 6 坚硬层水平应力  $\sigma_x$  等值线图

从图 2 中可见, 在切眼煤壁和工作面煤壁上方的  $\sigma_x$  高度集中, 最大值达到  $85.959 \text{ MPa}$ , 在采空区两侧煤壁上方的  $\sigma_x$  集中程度也较大, 最大值为  $50.536 \text{ MPa}$ , 而在采空区内第 6 坚硬层的  $\sigma_x$  要相对小些, 介于  $15.114 \sim 22.198 \text{ MPa}$  之间, 说明开采后在第 6 坚硬层所对应的采空区四周边界附近  $\sigma_x$  高度集中, 而采空区范围内  $\sigma_x$  有所降低。

从图 3 中可见, 在工作面煤壁前方附近  $\sigma_y$  高度集中, 最大值为  $55.599 \text{ MPa}$ , 在区段煤柱上方  $\sigma_y = 22.174 \sim 41.274 \text{ MPa}$ , 在采空区下侧煤壁内  $\sigma_y$  最高达  $26.949 \text{ MPa}$ , 在切眼煤壁内,  $\sigma_y$  最高为  $31.724 \text{ MPa}$ , 在采空区四周煤壁内侧附近  $\sigma_y$  介于  $3.074 \sim 22.174 \text{ MPa}$  之间, 而在大面积的采空区内

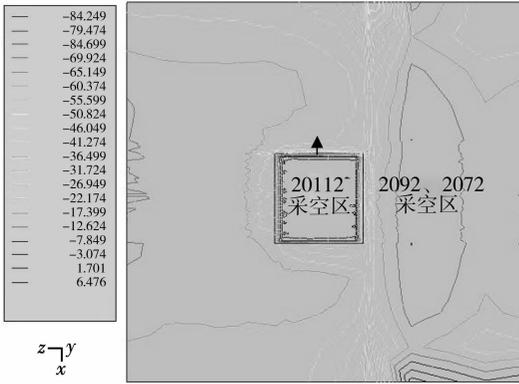


图 3 第 6 坚硬层垂直应力  $\sigma_y$  等值线图

$\sigma_y$  介于 0.5~1 MPa 之间。以上说明煤层开采后垂直应力  $\sigma_y$  在采空区四周煤体边缘升高,而在大面积的采空区中,  $\sigma_y$  降低很多。

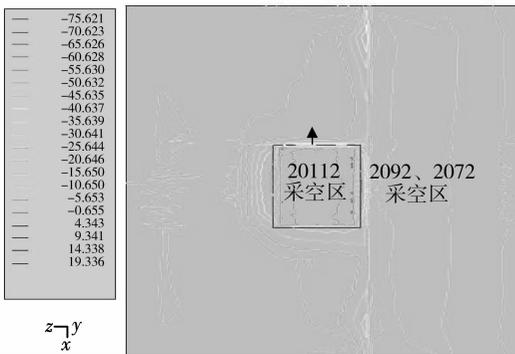


图 4 第 6 坚硬层水平应力  $\sigma_x$  等值线图

从图 4 可见,在采空区两侧煤壁所对应的第 6 坚硬层内  $\sigma_x$  集中程度高,最大达 50.632 MPa,在切眼煤壁和工作面煤壁附近压应力  $\sigma_x$  集中程度较高,最大值为 35.639 MPa,而在采空区内  $\sigma_x$  介于 5.653~10.65 MPa 之间,说明  $K_3$  煤层开采后,在坚硬顶板内采空区四周边界附近  $\sigma_x$  水平应力集中程度较高,而在采空区内  $\sigma_x$  却有所降低。

结合数值模拟结果可知,在  $K_3$  煤层开采后,坚硬层断裂前,在与采空区四周煤壁附近相对应的地方,水平应力、垂直应力和剪应力都显著增大,而对应于采空区的坚硬顶板范围内,都是应力降低区,在这个区内,垂直应力、剪应力降低很多,一般都降低至 0~1 MPa 的范围内,而水平应力虽也有降低,但降低幅度不是很大。从以上应力分布的特点可见,顶板的断裂破坏应该是发生在采空区四周的煤壁附近,因这些地方是应力集中区,且垂直应力和水平应力都是压应力,因此顶板应该是发生剪切破坏。坚硬顶板初次断裂前所聚集的巨大的弹性变形能也主

要集中在应力集中区内,而采空区内顶板的弹性变形能则比原岩应力状态下有所降低,主要是垂直应力降低太多的原因。顶板产生破坏的地方既是应力高度集中的地方,也是能量高度集中的地方。

从以上应力分布特点还知,原岩应力状态对采后坚硬顶板内应力的分布有较大的影响,由于在模型四周边界上作用有较大的水平应力,在模型开挖后水平应力不仅在采空区四周边界附近高度集中,采空区内也降低不多,它们极大地影响了坚硬层内弹性变形能的大小,而原岩应力状态下水平应力的大小主要是由地质构造作用所引起的,因此地质构造对坚硬层应力分布有较大影响,垂直应力主要是由采深引起的,煤层开采后,坚硬顶板在采空区内暴露之后使采空区坚硬层的垂直应力迅速降低,而在采空区四周边界附近集中。采深越大,在采空区四周边界附近的垂直应力越大,但在采空区内的下位坚硬层,垂直应力却并不大。

厚层坚硬顶板初次断裂步距分析: 3D- $\sigma$  软件只能分析出采场应力,而岩层是否发生破坏则应结合岩石的强度理论加以确定。材料的破坏准则往往是根据工程的需要来确定的,在前面对坚硬顶板应力分布特点的分析中已指出,厚层坚硬顶板的破坏主要是发生在采空区四周边界附近的剪切破坏,比较适宜采用莫尔强度理论,其强度包络线采用的是二次抛物线型,强度曲线为

$$f(\sigma) = (\sigma_1 - \sigma_3)^2 - 2n(\sigma_1 + \sigma_3) - 4m\sigma_1 + n^2 = 0,$$

式中:  $n = \sigma_c + 2\sigma_1 \pm \sqrt{\sigma_1(\sigma_c + \sigma_1)}$ ;  $\sigma_c$  为岩石抗压强度;MPa;  $\sigma_1$  为岩石抗拉强度;MPa。用这种方法算得顶板各坚硬岩层的初次断裂步距见表 2。

表 2  $K_3$  煤层顶板各坚硬层的初次断裂步距 m

坚硬岩层编号 (由下往上)	坚硬层厚度	坚硬层距 $K_3$ 煤层距离	坚硬层初次 断裂步距
第 1 层	2.0	3.0	20
第 2 层	6.0	10.2	70
第 3 层	6.0	24.2	100
第 4 层	6.2	38.2	110
第 5 层	4.0	52.4	110
第 6 层	12.0	64.4	140

从表中可以看出,第 4、5 层初次断裂步距相同,说明 2 个坚硬层是同步断裂。表中还可见:坚硬层的初次断裂步距与坚硬层的厚度及位置有关,坚硬层越厚,所处位置越高,则初次断裂步距越大。其中第 6 坚硬层的初次断裂步距 140 m,与事故发生时工作面的推进距离 150 m 比较接近,在第 6 层之上

再也没有更厚的坚硬岩层了<sup>[14-15]</sup>。

厚层坚硬顶板周期断裂步距的确定:上述方法计算各坚硬层的周期断裂步距,但工作量太大,采用以下的作法。将工作面中部走向剖面,坚硬层初次断裂后的受力视为一端固定在工作面前方煤岩体的悬臂梁,梁上受上覆岩体的均布垂直载荷 $q$ 。把各坚硬层的周期断裂步距视为悬臂梁的极限跨距,且周期断裂步距为

$$L = h \sqrt{\frac{R_T}{3q}},$$

其中: $L$ 为周期断裂步距; $h$ 为坚硬岩层厚度; $R_T$ 为坚硬岩层抗拉强度; $q$ 为坚硬岩层所受垂直均布载荷。 $q$ 的取值是根据数值模拟取得,分别为 $q_1 = 130.64 \text{ kN/m}^2$ ,  $q_2 = 256.12 \text{ kN/m}^2$ ,  $q_3 = 182.96 \text{ kN/m}^2$ ,  $q_4 = 159.61 \text{ kN/m}^2$  ( $q_i$ 表示第 $i$ 关键层的载荷)。由此得各坚硬层在初采期间(第6坚硬层初次断裂前)的周期断裂步距如表3所示。

表 3 K<sub>3</sub>煤层顶板各坚硬层的周期断裂步距 m

坚硬层编号(由下往上)	周期断裂步距
第 1 层	7.7
第 2 层	15.3
第 3 层	23.4
第 4 层	26.6
第 5 层	26.6
第 6 层	70.0

表中第 4、5 坚硬层的周期断裂步距都是 26.6 m,这是因为第 5 坚硬层厚度和强度都低小于第 4 坚硬层,它们初次断裂时,是同步断裂,周期断裂时,也考虑为同步断裂。第 6 坚硬层处于初次断裂时,初次断裂步距是 140 m,岩块断裂后形成“三铰拱”式结构,每个断裂岩块长度为 70 m。

## 2 厚层坚硬顶板破断岩块平衡结构分析

根据回采工作面上覆岩层运动情况,建立“砌体梁”力学模型分析厚层坚硬顶板破断岩块平衡,对工作面影响最大的是上覆岩层中离层区的岩块。故可将相应岩块视为“砌体梁”的关键块,并将其单独形成结构模型,见图 5。

显然,它是一超静定的三铰拱结构。对其进行分析可知,得到各厚层坚硬顶板周期断裂后平衡条件。可见第 6 坚硬层位于弯曲下沉带的最下位岩层,它的强度高、厚度大,它控制着自它而上直到地表的整个上覆岩层的变形移动。该岩层与下位的裂隙带岩层要产生离层,按弯曲下沉带的定义,它与上

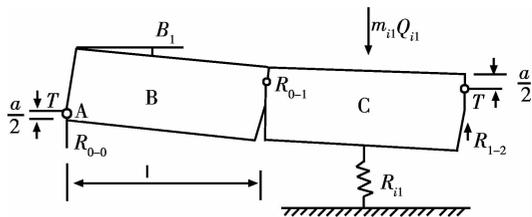


图 5 “砌体梁”关键块分析简图

覆的岩层没有明显的离层,因此它的初次断裂失稳对采场矿压显现影响很大,若该岩层位于弯曲下沉带内较高的位置处,则它与上下岩层都没有离层关系,而是整体地缓慢沉降,对采场矿压显现无明显影响,因此第 6 关键层的位置至关重要。从上分析还可见:裂隙带岩层断裂后基本上都能形成“砌体梁”平衡结构,对采场矿压显现影响不大,即使裂隙带内个别坚硬岩层断裂后不能形成平衡,因它的厚度及上覆载荷层厚度有限,远小于第 6 坚硬层及上覆整个弯曲下沉带厚度,因此,它的断裂失稳对整个裂隙带平衡结构影响不大,对采场矿压显现影响不强烈。

## 3 结 论

1) 裂隙带岩层断裂后,一般都能形成“砌体梁”式的平衡结构,即使个别岩梁不能取得平衡,因其厚度有限,不易破坏整个裂隙带岩层的平衡结构。

2) 位于弯曲下沉最下位的厚层坚硬岩层的初次断裂失稳,导致了下位“砌体梁”平衡结构的破坏,使回采工作面产生了强烈的矿压显现,这是导致矿井非典型动力现象产生的最直接最主要的原因。

3) 顶板岩层结构、原岩应力、顶板的冲击倾向性是影响矿井非典型动力现象的 3 大主要因素。

### 参考文献:

- [1] 唐建新. 矿井非典型动力现象及评价方法[D]. 重庆:重庆大学,2004.
- [2] 谭云亮,王泳嘉,朱浮声,等. 顶板活动过程的自组织演化研究[J]. 岩石力学与工程学报,1997,16(3):258-265.  
TAN YUN-LIANG, WANG YONG-JIA, XHU FU-SHENG, et al. Self organization evolution of roof movement[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1997,16(3):258-265.
- [3] JIANG C L. Linear discriminatory analysis on coal-gas outburst danger and its critical value[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2000, 29(1): 63-66.

(下转第 1454 页)

- 72(6):787-792.
- [7] BATTACHARYYA K K. The role of desorption of moisture from coal in its spontaneous heating[J]. Fuel, 1972, 51(3):214-220.
- [8] GUNNEY M. An adiabatic study of the influence of moisture on the spontaneous heating of coal[J]. CIM Bulletin, 1971, 64(3):138-146.
- [9] CLEMENS A H, MATHESON T W. The role of moisture in the self-heating of low-coals [J]. Fuel, 1996, 75:891-895.
- [10] VANCE W E, CHEN X D. The rate of temperature rise of a subbituminous coal during spontaneous combustion in an adiabatic device: the effect of moisture content and drying methods [J]. Combustion and Flame, 1996, 106(3):261-270.
- [11] WALTERS A D. Joseph Conrad and the spontaneous combustion of coal: part 1[J]. Coal Preparation, 1996, 17(3-4):147-165.
- [12] BHAT S, AGARWAL P. The effect of moisture condensation on the spontaneous susceptibility of coal[J]. Fuel, 2005, 64(1-2):523-1532.
- [13] 陆伟,王德明,周福宝,等. 绝热氧化法研究煤的自燃特性[J]. 中国矿业大学学报, 2005, 34(2):213-217.
- LU WEI, WANG DE-MING, ZHOU FU-BAO, et al. Study on spontaneous combustion of coal by adiabatic oxidation[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2005, 34(2): 213-217.
- [14] 陆伟,王德明,仲晓星,等. 基于活化能的煤自燃倾向性研究[J]. 中国矿业大学学报, 2006, 35(2):201-205.
- LU WEI, WANG DE-MING, ZHONG XIAO-XING, et al. Tendency of spontaneous combustion of coal based on activation energy[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2006, 35(2):201-205.
- [15] 国家煤炭安全监察局. 煤矿安全规程[S]. 北京:煤炭工业出版社, 2001.
- [16] 徐精彩,文虎,郭兴明. 应用自燃实验研究煤的自热倾向性指标[J]. 西安矿业学院学报, 1997, 17(2):103-107.
- XU JING-CAI, WEN HU, GUO XING-MING. Tendency of spontaneous combustion of coal based on testing [J]. Journal of Xi'an of Mining & Technology, 1997, 17(2): 103-107.

(编辑 赵 静)

(上接第 1450 页)

- [4] ALBERTI M, KOH G, KOENIG G. Phenomenology of dynamic thermal signatures around surface mines[J]. Proceedings of SPIE-the International Society for Optical Engineering, 2005, 5794(2): 846-856.
- [5] GRUJICIC M, PANDURANGAN B, CHEESEMAN B A. The effect of degree of saturation of sand on detonation phenomena associated with shallow-buried and ground-laid mines[J]. Shock and Vibration, 2006, 13(1):41-61.
- [6] ZHOU S N, HE X Q. Rheological hypothesis of coal and methane outburst mechanism[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1990, 19(2):1-8.
- [7] 徐增和,徐小荷,唐春安. 坚硬顶板下煤柱岩爆的尖点突变理论分析[J]. 煤炭学报, 1995, 20(5):485-491.
- XU ZENG-HE, XU XIAO-HE, TANG CHUN-AN. Theoretical analysis of a cusp catastrophe bump of coal pillar under hard rocks [J]. Journal of China Coal Society, 1995, 20(5):485-491.
- [8] 毕华照,宋振盟,乔福祥,等. 煤矿顶板事故的防治[M]. 北京:煤炭工业出版社, 1991.
- [9] 贾剑青,王宏图,唐建新,等. 硬软交替岩层的复合顶板主关键层及其破断距的确定[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(5): 974-978.
- JIA JIAN-QING, WANG HONG-TU, TANG JIAN-XIN, et al. Determination of key strata and interval of roofing breaking of hard and soft composite roofs [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(5): 974-978.
- [10] 许家林,钱鸣高,朱卫兵. 覆岩主关键层对地表下沉动态的影响研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(5):787-791.
- XU JIA-LIN, QIAN MING-GAO, ZHU WEI-BING. Study on influences of primary key stratum on surface dynamic subsidence [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(5):787-791.
- [11] 刘元雪,施建勇,许江. 盾构法隧道施工数值模拟[J]. 岩土工程学报, 2004, 26(2):239-243.
- LIU YUAN-XUE, SHI YONG-JIAN, XU JIANG. Numerical simulation of excavation of shield tunnel[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2004, 26(2):239-243
- [12] LAN H, YAO J G, ZHANG H X. Development and application of constitutive model of jointed rock mass damage due to mining based on FLAC<sup>3D</sup> [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(3):572-579.
- [13] LI Z X, PAN Y X, TI Z Y. Numerical simulation study on the high-pressure water injection into coal seam in muchengjian coal mine [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(11): 1895-1899.
- [14] DAI G F, YIN G Z, PI W L. Study of nonlinear dynamic characters in deep exploitation activities [J]. Rock and Soil Mechanics, 2003, 24(2): 133-137.
- [15] 尹光志,鲜学福,代高飞,等. 岩石非线性动力学理论及其应用[M]. 重庆:重庆大学出版社, 2004:83-85.

(编辑 赵 静)