

DOI:10.13247/j.cnki.jcumt.000830

# 厚煤层综放开采的降载减冲原理及其应用研究

窦林名<sup>1</sup>, 李振雷<sup>1,2</sup>, 何学秋<sup>2</sup>

(1. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116;

2. 北京科技大学 土木与资源工程学院, 北京 100083)

**摘要:** 冲击矿压是典型的煤岩动力灾害之一, 随开采强度增大, 厚煤层的冲击频次更高、致灾程度更严重, 因此, 厚煤层开采冲击灾害防治是必须要解决的问题。综合采用调研、理论分析、数值模拟及工程实践等方法, 研究厚煤层综放开采的降载减冲原理。结果表明: 综放开采对采场和巷道围岩应力集中具有弱化作用; 随采厚增加, 综放开采的静载集中程度先快速降低再趋于稳定, 动载扰动先缓慢增大再陡然台阶升高。综放开采在一定采厚范围内具有降载减冲效应。厚煤层防冲应优先选择综放采煤法, 通过在合理范围内增加采厚来降低静载应力集中并通过实施断顶措施来弱化动载扰动。兴安矿和峻德矿的工程实践表明, 综放开采相对于分层综采的冲击频次少、范围小、烈度轻, 证实综放开采具有降载减冲作用。

**关键词:** 冲击矿压; 厚煤层; 综放开采; 动载扰动; 静载集中

**中图分类号:** TD 324      **文献标志码:** A      **文章编号:** 1000-1964(2018)02-0221-10

## Principle of rockburst control by weakening static and dynamic loading using top-coal caving in the mining of thick coal seams

DOU Linming<sup>1</sup>, LI Zhenlei<sup>1,2</sup>, HE Xueqiu<sup>2</sup>

(1. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China;

2. School of Civil and Resources Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China)

**Abstract:** Rockburst is one of the characteristic coal-rock dynamic disasters. With the increasing mining intensity, the number of rockbursts occurring in thick coal seams is larger and the induced damage is severer. The control of rockburst occurring in thick coal seam mining is an urgent problem in need of solution. To solve this problem, a study was carried out by means of in situ investigation, theoretical analysis, numerical simulation, and engineering practice etc. The results show that top-coal caving mining can reduce the stress concentration around roadways and coalfaces. With increasing mining height, the dynamic disturbance in top-coal caving mining rises gradually and then suddenly jumps to a high value, while the static stress concentration decreases rapidly and then reduces slowly to a stable value. Top-coal caving mining can reduce rockburst risk in a certain mining height range. Therefore, it is recommended that the top-coal caving method should be the preferred method of extraction when mining coal seams of

**收稿日期:** 2016-12-29

**基金项目:** 国家重点研发计划项目(2016YFC0801403); 江苏省重点研发计划项目(BE2015040); 中国博士后科学基金项目(2017M610048); 中央高校基本科研业务费(FRF-TP-16-072A1); 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室开放基金项目(SKLCRSM16KF05)

**通信作者:** 李振雷(1988—), 男, 山东省菏泽市人, 讲师, 工学博士, 从事煤岩动力灾害方面的研究。

**E-mail:** lizhenlei@ustb.edu.cn      **Tel:** 15901543689

**引用格式:** 窦林名, 李振雷, 何学秋. 厚煤层综放开采的降载减冲原理及其应用研究[J]. 中国矿业大学学报, 2018, 47(2): 221-230.

DOU Linming, LI Zhenlei, HE Xueqiu. Principle of rockburst control by weakening static and dynamic loading using top-coal caving in the mining of thick coal seams[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2018, 47(2): 221-230.

a certain thickness. Static stress concentration is reduced by reasonably increasing the mining height, and dynamic disturbance is weakened by taking roof pre-splitting measures. Field practice in Xing'an and Junde mines reveals that top-coal caving mining reduces the range over which damage is likely to be suffered and also the severity and frequency of rockbursting when compared with slicing mining, which verified the rockburst-reducing effect of top-coal caving mining.

**Key words:** rockburst; thick coal seam; fully mechanized top-coal caving mining; dynamic disturbance; stress concentration

我国冲击灾害形势严峻,截至 2015 年,冲击矿井已达 177 座,遍布主要产煤区。冲击矿压分布广泛,各种煤层厚度和采煤方法均记录有冲击矿压的发生,尤以厚煤层的冲击频次更高、致灾程度更严重。据不完全统计,自 2008 年以来我国典型矿井厚煤层开采已累计发生 700 余次冲击<sup>[1]</sup>,常造成巷道与采场的瞬间大变形甚至闭合,而厚煤层以综放开采为主,因此,研究厚煤层综放开采的冲击机制与防治方法具有重要的理论和现实意义。

早在 20 世纪 90 年代我国多个煤矿便进行了利用综放开采减弱厚煤层冲击显现的相关工程实践,有效抑制了冲击的发生,如文献[2-4]以及华丰矿、老虎台矿等。近 10 a 来,随着开采深度增加、开采强度增大、地质条件日趋复杂,我国多个矿区利用综放开采仍然发生冲击,甚至冲击频次更高,如华亭矿区、义马矿区等。综放防冲理论方面,主要采用理论分析<sup>[5]</sup>、数值模拟<sup>[6-7]</sup>、现场实测<sup>[2]</sup>、案例分析<sup>[8]</sup>以及多手段相结合的方法<sup>[3,9-11]</sup>研究综放面的支承压力分布特征或分析综放面的冲击影响因素<sup>[12]</sup>、覆岩结构特征<sup>[13]</sup>及冲击机制<sup>[14]</sup>,认为综放开采的支承压力峰值较低而范围较大,有利于防冲。上述研究主要基于经典冲击矿压理论,如强度理论<sup>[15]</sup>、刚度理论<sup>[16-18]</sup>、能量理论<sup>[19-20]</sup>、冲击倾向理论<sup>[21-23]</sup>、三准则理论<sup>[24]</sup>等,研究对象主要为静载应力分布。而实践表明冲击矿压是动静载叠加作用的结果,相关学者已对动载的诱冲作用进行一定研究<sup>[25-32]</sup>并形成相关理论,如动静载叠加诱冲原理<sup>[33]</sup>、冲击地压启动理论<sup>[34]</sup>等。可见,综放开采冲击矿压与动载扰动密切相关。

本文重点研究了综放开采的动载扰动和静载分布随采厚的演化规律,揭示了综放开采的降载减冲效应。

## 1 综放面围岩动静载分布规律

### 1.1 综放开采静载分布特征

厚煤层通常采用综放开采或分层综采,分层综

采一般先采顶分层再采底分层,采顶分层时具有冲击危险,采底分层时一般因处于卸压带而无冲击危险或冲击危险很低,因此,对比综放开采和分层综采顶分层更具有现实意义。与分层综采顶分层相比,综放开采的两带高度较大,使部分覆岩重量由煤壁支撑转变为由采空区支撑,加之(裂隙)顶煤传递应力的效能较低,覆岩结构传递水平推力效能较高,最终造成采场与巷道围岩的应力集中程度较低、应力峰值距煤壁距离较大、能量集中区向深部转移,如图 1 所示。现采用数值模拟方法予以验证。

数值计算采用 FLAC<sup>3D</sup> 软件,模拟煤层埋深 600 m,煤厚 7 m,模型尺寸 240 m×210 m×170 m(走向×倾向×垂向),顶板岩层厚 113 m,底板岩层厚 50 m。

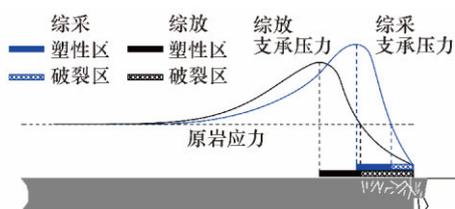


图 1 综放与分层综采造成的围岩应力分布差异  
Fig. 1 Stress distribution derived from top-coal caving mining vs slicing mining

模型共开挖 2 个工作面和 2 条巷道,根据覆岩运动及应力分布的对称性,2 个工作面分别位于模型倾向的 2 个边界,其宽度取实际宽度的 1/2 即 100 m,巷道尺寸 4 m×3 m(倾向×垂向),模型中部留 10 m 宽的煤柱。开挖方式分 2 种:1) 开挖顶分层,采厚 3 m,巷道沿顶板布置,模拟分层综采;2) 开挖整个煤层厚度,巷道沿底板布置,模拟综放开采。P1 和 P2 用于模拟首采面和接续面,R1 和 R2 用于模拟实体巷和临空巷。模型边界条件为:顶面应力约束,施加 12.0 MPa 等效载荷,4 个侧面为法向位移约束,侧压系数设为 1.0,底面为法向和切向位移约束。

图 2 和表 1 为数值计算模型和煤岩物理力学

参数,图 3 和表 2,3 为工作面推进 120 m 时的数值计算结果,表 2 和表 3 中的 a,b,c,d 与图 3a,3b,3c,3d 对应,分别表示分层开采首采面、分层开采接续面、综放开采首采面、综放开采接续面。

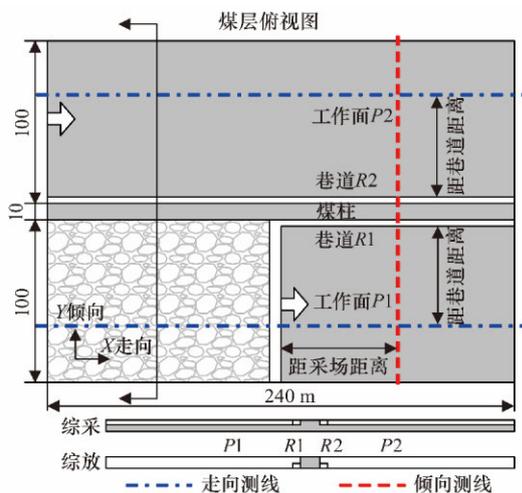


图 2 数值计算模型、尺寸及测线布置  
Fig. 2 Numerical model, model dimension, and measuring line layout

表 1 煤岩层赋存及其力学参数

Table 1 Coal rock layers and mechanical parameters

岩性	层厚/ m	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
中砂岩	15	2 700	10.35	7.74	3.20	36	4.62
粉砂岩	15	2 700	2.68	1.84	2.00	32	2.00
细砂岩	5	2 600	5.56	4.17	2.00	35	2.50
中砂岩	15	2 700	10.35	7.74	3.20	36	4.62
粉砂岩	15	2 700	2.68	1.84	2.00	32	2.00
砂质泥岩	5	2 400	3.46	1.84	1.60	29	1.30
粗砂岩	11	2 557	6.75	4.25	4.48	26	4.62
砂质泥岩	6	2 400	3.46	1.84	1.60	29	1.30
中砂岩	8	2 700	10.35	7.74	3.20	36	4.62
细砂岩	6	2 600	5.56	4.17	2.00	35	2.50
中砂岩	5	2 700	10.35	7.74	3.20	36	4.62
砂质泥岩	5	2 400	3.46	1.84	1.60	29	1.30
泥岩	2	2 200	3.03	1.56	1.20	27	1.00
煤	7	1 400	1.19	0.37	0.80	23	0.50
泥岩	1	2 200	3.03	1.56	1.20	27	1.00
细砂岩	4	2 600	5.56	4.17	2.00	35	2.50
中砂岩	10	2 700	10.35	7.74	3.20	36	4.62
泥岩	5	2 200	3.03	1.56	1.20	27	1.00
中砂岩	30	2 700	10.35	7.74	3.20	36	4.62

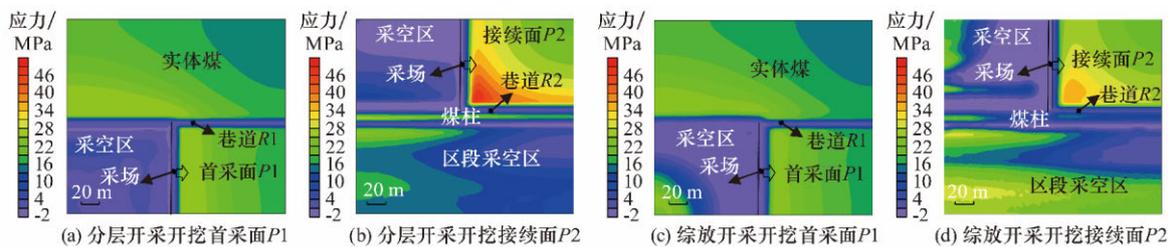


图 3 回采期间围岩垂直应力分布云图  
Fig. 3 Stress contours showing the vertical stress distribution within surroundings during mining

表 2 采场超前应力峰值及应力峰值距采场的距离

Table 2 The peak of lead abutment stress and its distance from the coalface

与煤柱距离/ m	采场超前应力峰值 / MPa				应力峰值超前采场距离 / m			
	a	b	c	d	a	b	c	d
8	22.89	27.46	21.73	28.87	6.99	8.99	18.00	20.00
18	29.37	48.10	25.68	36.94	7.98	14.00	16.00	18.00
28	29.41	44.51	25.37	35.87	7.98	15.00	16.00	20.00
48	29.34	37.88	24.72	31.35	7.97	15.99	18.00	24.00
68	29.34	33.96	24.80	28.50	9.98	13.98	18.00	25.99
88	29.35	32.13	25.04	27.17	9.98	13.97	18.00	25.99

表 3 巷道周边应力峰值及应力峰值距巷道的距离

Table 3 The peak of abutment stress surrounding the roadway and its distance from the roadway

采场前方距离/ m	巷道周边应力峰值/MPa				应力峰值距巷道距离/m			
	a	b	c	d	a	b	c	d
4	26.03	20.37	24.10	9.84	5.98	6.96	12.00	5.99
10	28.67	49.29	23.75	31.05	5.96	7.97	10.00	9.99
20	25.40	46.48	25.35	37.02	5.96	7.96	10.00	16.00
40	21.77	41.50	22.16	33.49	6.97	6.96	10.00	18.00
70	19.06	38.18	19.24	29.91	7.99	6.98	14.00	16.00
110	17.70	36.22	17.70	27.99	8.99	6.98	14.00	14.00

由图 3 和表 2,3 知,综放开采与分层综采相比,采场和巷道围岩的应力集中程度明显降低,且

应力峰值向煤体深部转移.采用综放开采相对于分层综采而言,距煤柱相同距离,首采面和接续面的

超前应力集中系数分别降低了 0.31~0.25 和 0.74~0.33,降低比例为 15.76%~12.58% 和 23.21%~15.43%,超前采场相同距离,临空巷周边应力集中系数降低了 1.22~0.53,降低比例为 37.01%~19.30%,而实体巷周边应力集中系数仅在超前采场 10 m 位置降低了 0.33,超前采场更远处没有降低;首采面和接续面的超前应力峰值分别向深部转移了 8~10 m 和 4~12 m,实体巷和临空巷周边应力峰值分别向深部转移了 3~6 m 和 2~11 m. 上述数据同时也表明综放开采对接续面的围岩应力集中的弱化作用比对首采面的高,对临空巷的围岩应力集中的弱化作用比对采场的高.

接续面的高应力集中与区段采空区造成的侧向集中应力密不可分,因此,采用数值模拟研究采厚对侧向应力的影响规律. 以上述的数值模型为基础,取一倾向剖面,走向取单位厚度 1 m,建立 FLAC<sup>3D</sup>平面应变模型,并将倾向尺寸由 210 m 增加至 600 m,研究首采面开挖后接续面的侧向应力分布规律,首采面和接续面宽度均为 200 m,各留 100 m 边界煤柱以弱化边界效应. 不改变煤层埋深及顶底板岩性与厚度,改变煤层厚度为 20 m,采厚为 3~20 m 沿顶板开采,则留底煤厚 0~17 m. 模型边界条件为:顶面应力约束,底面和侧面法向位移约束,整个模型限定走向无位移和变形. 计算结果见图 4 和图 5.

图 4,5 显示:

1) 随采厚由 3 m 增加至 20 m,实体煤应力降低而采空区应力升高,表明采厚增加使覆岩重量由实体煤承载部分转变为由采空区承载;支承压力分布由“尖而窄”逐渐变为“宽而缓”;应力集中程度降低、范围增大、应力峰值距离区段采空区更远.

2) 采厚增加使支承压力分布改变的速率随着采厚的增大而逐渐降低,当采厚超过某特定值继续增大时,支承压力分布趋于稳定不再明显改变. 比如采厚由 3 m 增加至 13 m 过程中,应力峰值由 30.41 MPa 依次递减降低至 21.39 MPa,降幅为 9.02 MPa,应力峰值距采空区距离由 23.99 m 近似线性的增加至 52.39 m,增幅为 28.40 m,采厚超过 13 m 继续增大过程中,应力峰值及应力峰值距采空区距离无明显降低或增加,应力分布曲线无明显变化.

3) 采厚大时支承压力的影响范围大,但影响程度低. 采厚超过 13 m 后,应力峰值深入煤体超过 45 m,支承压力影响范围超过 140 m,但应力集中系数由采厚 3 m 时的 1.97~2.04 降低至 1.44

~1.61.

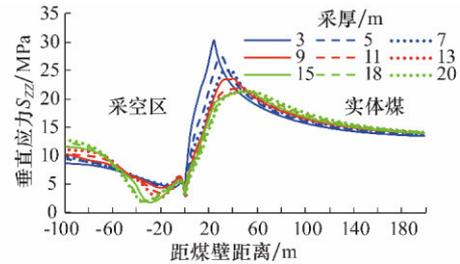


图 4 采空区和实体煤垂直应力分布随采厚的演化规律  
Fig. 4 Vertical stress distribution within the gob and gob-side coal body when the mining height varies

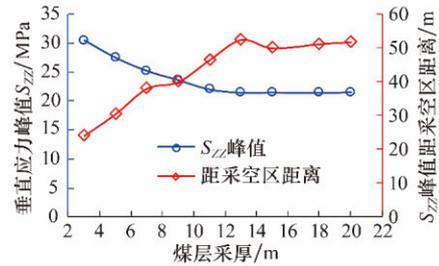


图 5 实体煤垂直应力峰值及其位置随采厚的演化规律  
Fig. 5 Vertical stress peak and its location within gob-side coal body when the mining height varies

可见,对特定煤层赋存厚度,增加采厚可降低围岩应力集中程度,且使应力峰值向煤体深部转移,但采厚对围岩应力的影响是有限的,当采厚超过某特定值继续增大时,围岩应力不再明显改变.

## 1.2 综放开采动载扰动特征

综放开采的动载扰动主要源自覆岩破断产生的矿震<sup>[35]</sup>,可表示为

$$\begin{cases} \sigma_{aP} = \rho C_P v_{Pp}, \\ \sigma_{aS} = \rho C_S v_{Sp}, \end{cases} \quad (1)$$

式中: $\sigma_{aP}$ , $\sigma_{aS}$ 分别为 P 波和 S 波传播时该点产生的法向和切向应力,Pa; $\rho$ 为介质密度, $\text{kg}/\text{m}^3$ ; $C_P$ , $C_S$ 分别为 P 波和 S 波在介质中的传播速度, $\text{m}/\text{s}$ ; $v_{Pp}$ , $v_{Sp}$ 分别为 P 波和 S 波传播时的质点振动速度, $\text{m}/\text{s}$ .

震动波在煤岩介质中的传播呈幂函数衰减规律,可表示为

$$v = v_0 L^{-\lambda}, \quad (2)$$

式中: $v$ 为震动波传播处的质点振动速度, $\text{m}/\text{s}$ ; $v_0$ 为震源边界处的质点振动速度, $\text{m}/\text{s}$ ; $L$ 为距震源边界的距离, $\text{m}$ ; $\lambda$ 为衰减系数,与传播介质有关.

由式(1)和式(2)可得震动波由震源边界传播至介质特定位置引起的动载扰动为

$$\sigma_d = \rho_n C_n v_0 \prod_{i=1}^n L_i^{-\lambda_i}, \quad (3)$$

式中: $L_i$ 为震动波在第  $i$  种介质的传播距离, $\text{m}$ ; $\lambda_i$ 为第  $i$  种介质的衰减系数; $\sigma_d$ 为传播至距离震源边

界  $L_n$  处引起的动载扰动, MPa;  $\rho_n$  为传播至  $L_n$  处的介质密度,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ;  $C_n$  为传播至  $L_n$  处的介质波速,  $\text{m}/\text{s}$ ;  $v_0$  为震源边界处的质点振动速度,  $\text{m}/\text{s}$ ;  $n$  为第  $n$  种传播介质. 其中,  $L_n = \sum_{i=1}^n L_i, \text{m}$ .

式(3)表明, 矿震动载扰动与震源处质点振动速度和传播介质有关, 其中, 前者与覆岩破断释放能量正相关.

综放条件下, 由下而上关键层破断方式可分为图 6 所示的 4 种, 其中对采场和巷道围岩造成显著影响的为中低位关键层, 破断方式为 a1, a2, b1. 方式 a1 可简化为图 7a 所示的悬臂梁结构, 方式 a2 和 b1 简化为图 7b 所示的末端受垂向集中载荷  $R$  作用的悬臂梁结构.

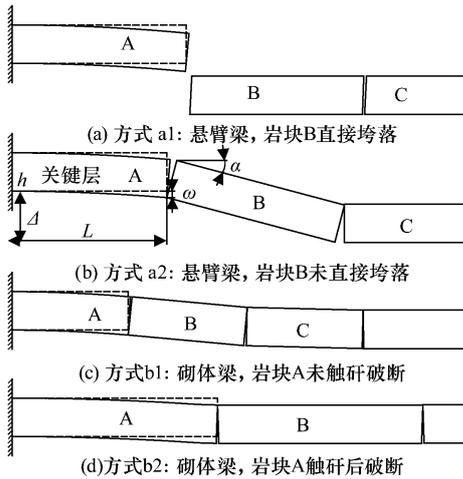


图 6 综放开采关键层破断形成结构一般形式  
Fig. 6 The structure formed within key strata after breakage during top-coal caving mining

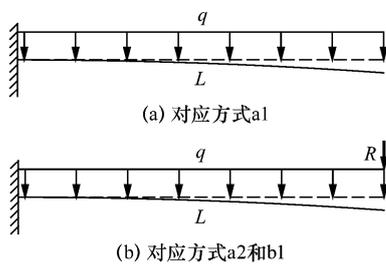


图 7 关键层破断力学模型

Fig. 7 The mechanical model showing key strata fracture

均布载荷  $q$  由关键层理论求得, 方式 a2 和 b1 的垂向集中载荷可取

$$\begin{cases} R=qL/2 & \text{(方式 a2),} \\ R=\frac{4h_0-3\sin\alpha}{2(2h_0-\sin\alpha)}qL & \text{(方式 b1),} \end{cases} \quad (4)$$

式中:  $R$  为关键层末端承受集中载荷,  $\text{N}$ ;  $q$  为关键层自身及覆岩均布载荷,  $\text{N}/\text{m}^2$ ;  $L$  为关键层破断步距,  $\text{m}$ ;  $\alpha$  为岩块回转角,  $(^\circ)$ ;  $h_0$  为岩块厚长比, 即  $(h_0=h/L)$ ,  $h$  为岩层厚度,  $\text{m}$ .

由材料力学和结构力学, 求得关键层破断步距和释放能量分别为

$$\begin{cases} L_{pa1}=h\sqrt{R_t/3q}, \\ L_{pa2}=h\sqrt{R_t/6q}, \\ L_{pb1}=h\sqrt{\frac{2h-\Delta R_t}{3h-2\Delta 6q}}, \end{cases} \quad (5)$$

$$\begin{cases} U_{a1}=\frac{q^2L^5}{20EI}, \\ U_{a2}=\frac{31q^2L^5}{120EI}, \\ U_{b1}=\frac{q^2L^5}{20EI}+\frac{RqL^4}{4EI}+\frac{R^2L^3}{3EI}, \end{cases} \quad (6)$$

式中:  $L_{pa1}, L_{pa2}, L_{pb1}$  分别为方式 a1, a2, b1 的破断步距;  $U_{a1}, U_{a2}, U_{b1}$  分别为方式 a1, a2, b1 破断时顶板释放的能量;  $R_t$  为岩层抗拉强度, MPa;  $\Delta$  为岩层回转下沉量,  $\text{m}$ ;  $E$  为弹性模量, Pa;  $I$  为截面对中性轴的惯性矩, 取  $I=bh^3/12, \text{m}^4$ ,  $b$  为沿工作面方向顶板破断宽度,  $\text{m}$ .

关键层为砌体梁式破断或者悬臂梁式破断的判据<sup>[36]</sup>为

$$\begin{cases} F.S._{\text{滑落}}(h_0, \alpha) = \frac{3}{4}\sin\alpha - h_0 + \tan\varphi \geq 0, \\ F.S._{\text{弯曲}}(h_0, \alpha) = -\frac{3}{2}\sin\alpha + h_0 > 0, \\ F.S._{\text{压碎}}(h_0, \alpha) = (\sin^2\alpha - 3h_0\sin\alpha + 2h_0^2) \cdot \frac{1}{4}\eta - \frac{q}{\sigma_c} \geq 0, \end{cases} \quad (7)$$

式中:  $\tan\varphi$  为岩块间摩擦系数, 根据文献<sup>[37]</sup>的研究, 当正应力在 200 MPa 以内时大部分岩石和接触面可取 0.85;  $\eta$  为挤压系数, 即岩块挤压强度与单轴抗压强度之比, 根据文献<sup>[38]</sup>可取 0.4.

当式(7)中的 3 个式子同时满足时关键层以砌体梁式破断, 否则以悬臂梁式破断. 该公式表明当采厚较大时岩层回转下沉量较大, 关键层易悬臂梁式破断.

以一个计算实例说明关键层以不同方式破断的差异, 岩层参数见表 4.

表 4 计算实例  
Table 4 An example showing parameters used for calculation

岩层序号	岩性	体积力 $\gamma_i/(\text{kN}\cdot\text{m}^{-3})$	厚度 $h_i/\text{m}$	弹性模量 $E_i/\text{GPa}$	抗拉强度 $R_{ti}/\text{MPa}$
1	中砂岩	23	4.0	25	7.0
2	泥岩	25	2.7	11	2.0
3	砂质泥岩	26	2.0	15	2.5
4	中砂岩	25	5.5	23	7.0

针对岩层 1 计算, 岩层厚 4 m, 抗拉强度 7 MPa, 由关键层理论计算得到其承受 174.7 kPa 的

均布载荷,由式(5)~(7)计算得到破断步距和释放能量,结果见表 5.

表 5 不同破断方式下关键层破断步距和能量释放计算实例

Table 5 An example showing the calculated fracture span and energy release of the key stratum in the case of different fracture modes

破断方式	破断步距/ m	与 $L_{pa1}$ 比值	释放能量 <sup>1</sup> / kJ	与 $U_{a1}$ 比值
a1	14.62	1.000	7.64	1.000
a2	10.34	0.707	6.98	0.913
b1	9.25~8.44	0.632~0.577	6.57~6.21	0.860~0.813

注: <sup>1</sup> 指单位宽度顶板破断时释放的能量.

表 5 显示同等条件下关键层以方式 a1, a2, b1 破断时的破断步距和释放能量之比分别为 1/0.707/(0.632~0.577) 和 1/0.913/(0.860~0.813). 可见,随采厚增大,对特定关键层而言,其破断步距和释放能量先缓慢增大再陡然台阶升高,表明覆岩破断动载扰动随采厚增大先缓慢增大再陡然台阶升高.

## 2 综放开采的降载减冲效应

### 2.1 综放的降载减冲效应

综放开采的覆岩结构特征相对于分层综采具有特殊性,造成其独特的动静载特征:随采厚的增加,动载扰动先缓慢增大再陡然台阶升高、而静载集中程度先快速降低再趋于稳定. 则动载和静载的叠加作用在采厚增加过程中先趋于减弱再陡然增强(图 8). 由动静载叠加诱冲原理<sup>[33]</sup>,厚煤层采用综放开采在一定采厚范围内有利于降低冲击危险、减少冲击矿压发生频度、减弱冲击显现强度,即综放开采具有降载减冲效应,但不能彻底消除冲击矿压.

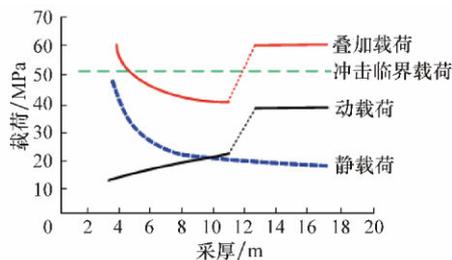


图 8 综放开采的动静载特征

Fig. 8 Static and dynamic load characteristics in top-coal caving mining

### 2.2 综放降载减冲设计方法

厚煤层综放开采冲击灾害防治应综合考虑降低静载荷和动载荷两方面.

降低静载. 对特定厚煤层, 优先采用综放采煤工艺, 尽可能增加采厚、减小底煤厚度, 使围岩静载应力处于较低水平. 采厚不宜过大, 一般应小于 11

~13 m, 因为, 此时继续增加采厚不能明显降低巷道和采场周边应力集中, 但可能加剧覆岩破断产生的动载扰动, 反而对防冲不利. 此外, 可采取煤体大直径钻孔卸压、煤体卸压爆破等措施进一步降低围岩应力集中.

降低动载. 考虑改变传播路径介质属性和控制动载源: 采用综放采煤工艺, 通过增加顶煤厚度、破碎顶煤, 使覆岩破断矿震震源至围岩的传播距离增加, 传播路径包含(裂隙)顶煤, 增大对震动波的衰减吸收; 通过实施断顶措施, 减小覆岩破断步距、降低动载源强度.

## 3 综放降载减冲工程实践

选取相似地质与开采条件的 3 个工作面, 通过对比其冲击频次、范围和烈度, 来验证厚煤层综放开采相对于分层开采的降载减冲作用.

### 3.1 工作面地质与开采条件

兴安矿 XA11-1 面采 11<sup>#</sup> 煤层, 厚 4.3~8.2 m (平均 6.3 m), 倾角 20°~25° (平均 23°), 埋深 600~680 m, 工作面长 1 250 m、宽 135 m, 综放开采全厚, 两巷沿底板布置, 局部破底板岩石以使巷道底板不留底煤或少留底煤, 其中回风巷冲击段底板破岩高度 1.0~2.6 m (无底煤)、运输巷冲击段底板破岩高度 0.3~0.7 m (含少量底煤).

兴安矿 XA17-1 面采 17-1<sup>#</sup> 煤层, 煤厚 4.1~6.2 m (平均 5.1 m), 倾角 27°~35° (平均 31°), 埋深 550~620 m, 工作面长 840 m、宽 117 m, 分层综采, 顶分层采厚 2.6 m, 两巷沿顶板布置, 留底煤厚约 1.5~3.6 m.

峻德矿 JD17-2 面采 17<sup>#</sup> 煤层, 煤厚 9.63~15.92 m (平均 12.77 m), 倾角 28°~30° (平均 29°), 埋深约 550 m, 工作面长 1 637 m (第 9 次冲击迫使工作面停采, 实际推进 766 m)、宽 168 m, 分层综采, 顶分层采厚 3.5~4.0 m, 两巷沿顶板布置, 留底煤厚约 5~11 m.

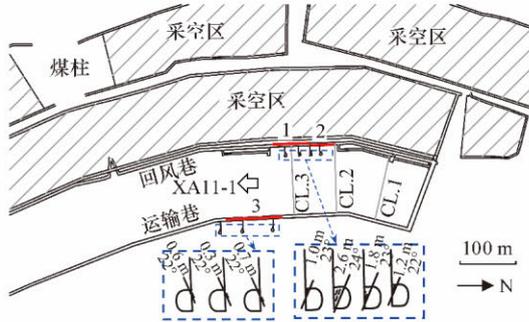
兴安矿和峻德矿均属于鹤岗矿区, 为同一煤田, 受相同地质构造作用. 上述 3 个煤层均具有冲击倾向性, 工作面均具有坚硬顶底板岩层, 具备相似的冲击矿压影响因素, 主要差异为采煤方法不同. 因而, 上述 3 个工作面可用于比较采煤方法不同而导致的冲击显现差异.

### 3.2 冲击矿压显现

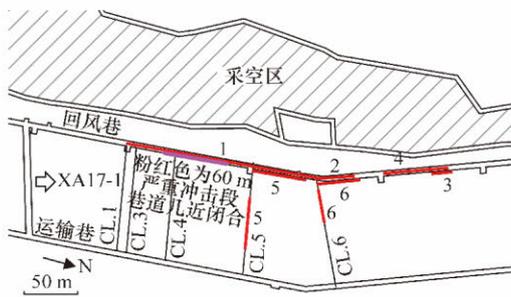
上述 3 个工作面回采期间的冲击显现见图 9. 可看出, XA11-1, XA17-1 和 JD17-2 面回采期间分别冲击 3, 6, 9 次; XA11-1 面冲击仅造成巷道破坏,

XA17-1 和 JD17-2 面冲击造成巷道和工作面破坏，且有个别严重冲击造成巷道和工作面同时破坏，如 XA17-1 面第 5,6 次冲击，JD17-2 面第 6,9 次冲击。此外，XA11-1 面冲击造成巷道两帮移近 0.5~2.0 m、顶板下沉 0.5~1.4 m；XA17-1 和 JD17-2

面冲击可造成巷道瞬间变形至近乎闭合，如 JD17-2 面第 9 次冲击造成巷道和工作面共计 386 m 范围内严重底鼓、两帮移近、局部段接近闭合。可见厚煤层分层综采可发生比综放开采条件下更猛烈的冲击。



(a) 兴安矿 XA11-1 面开采 11<sup>#</sup>煤层



(b) 兴安矿 XA17-1 面开采 17-1 煤层



(c) 峻德矿 JD17-2 面开采 17<sup>#</sup>煤层

红色粗线表示冲击位置；数字表示冲击编号；字母与数字组合表示该次冲击时工作面的推进位置

图 9 工作面冲击显现情况

Fig. 9 Rockburst occurrences in the panels

图 10 展示工作面历次冲击造成的破坏范围，即一次冲击造成的巷道和工作面所有破坏的破坏长度之和。可看出，综放开采最大破坏范围为 104

m，而分层综采最大破坏范围分别为 180 m 和 386 m，高于综放开采。

煤岩	柱状	层厚/m
煤岩		0~0.68
7 <sup>#</sup> 煤层		0.34
含炭页岩		0.18~1.47
粉砂岩		0.80
粗砂岩		1.01~14.5
细砂岩		7.75
粉砂岩		8.65~10.2
粉砂岩		9.47
粉砂岩		0.75~0.91
粉砂岩		0.83
11 <sup>#</sup> 煤层		4.3~8.2
细砂岩		6.3
细砂岩		14.0~36.35
粉砂岩		25.2
粉砂岩		0~7.36
粉砂岩		3.68
12 <sup>#</sup> 煤层		0.45~0.9
		0.68

煤岩	柱状	层厚/m
细砂岩		30.0
粗砂岩		17.0~42.0
粗砂岩		25.0
细砂岩		41.0
粉砂岩		0.13~2.61
粉砂岩		1.3
17-1 <sup>#</sup> 煤层		11.4~13.2
17-2 <sup>#</sup> 煤层		11.0
中间含夹矸		厚 0.4~1.2 m
凝灰质细砂岩		1.4~2.5
凝灰质细砂岩		2.0
细砂岩		27.1~25.3
细砂岩		25.8

煤岩	柱状	层厚/m
煤岩		0.2~1.2
细砂岩		0.7
粉砂岩		2.7~5.7
粉砂岩		4.2
细砂岩		3.1~4.9
细砂岩		4.0
粗砂岩		51~89
粗砂岩		70
细砂岩		9.6~12.4
细砂岩		11
粗砂岩		10.2~30.9
粗砂岩		20.55
粉砂岩		5.2~14.9
粉砂岩		10
炭页岩		0.2~3.33
炭页岩		1.76
17 <sup>#</sup> 煤层		9.63~15.92
17 <sup>#</sup> 煤层		12.77
凝灰质粉砂岩		4.5~5.5
凝灰质粉砂岩		5
粗砂岩		47~50
粗砂岩		48.5

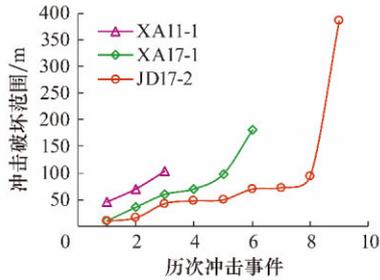


图 10 工作面冲击破坏范围对比  
Fig. 10 Comparison of rockburst damage ranges in the panels

为便于冲击频次对比,定义参数“百万吨冲击频次” $F_{\text{per}}$ 为工作面每产出 100 万 t 煤而发生的冲击次数,见式(8)

$$F_{\text{per}} = \frac{m}{L_w L_A h_m \rho} \times 10^{-6}, \quad (8)$$

式中: $m$ 为工作面回采期间冲击总次数,次; $L_w$ 为工作面宽度,m; $L_A$ 为工作面推进长度,m; $h_m$ 为煤层采厚,m; $\rho$ 为煤的密度, $\text{t}/\text{m}^3$ ,一般可取  $1.3 \text{ t}/\text{m}^3$ 。

求得 XA11-1, XA17-1 和 JD17-2 面的百万吨冲击频次分别为 2.17, 18.06 和 15.37。可见,厚煤层分层综采的冲击频次显著高于综放开采。

上述冲击频次、范围和烈度的对比表明,厚煤层综放开采相对于分层综采具有一定的卸载减冲作用。

## 4 结 论

1) 数值模拟结果表明采厚增加可降低围岩静载应力集中程度,且使应力峰值向煤体深部转移,但采厚对围岩应力的影响效率随采厚增加而降低,采厚超过某特定值而继续增大时,围岩应力趋于稳定。

2) 综放开采由低位至高位关键层破断方式逐渐由悬臂梁式过渡为砌体梁式,给出了关键层以 2 种方式破断的破断步距和释放能量的计算公式以及以 2 种方式破断的判据,2 种方式下关键层破断步距之比为[1 或  $0.707/(0.632 \sim 0.577)$ ],释放能量之比为[1 或  $0.913/(0.860 \sim 0.813)$ ]。可见,覆岩破断动载扰动随采厚增加先缓慢增大再陡然台阶升高。

3) 厚煤层防冲应优先选择综放采煤法,通过在合理范围(如 11~13 m)内增加采厚来降低静载应力集中、实施断顶措施来弱化动载扰动以使冲击危险降至最低。兴安矿和峻德矿工程实践表明,综放相对于分层综采的冲击频次少、范围小、烈度轻,证实综放开采的卸载减冲作用。

## 参考文献:

- [1] 李振雷. 厚煤层综放开采的卸载减冲原理及其工程实践[D]. 徐州:中国矿业大学,2016:1-2.  
LI Zhenlei. Principle and application of rockburst control by weakening static and dynamic loading using top-coal caving in the mining of thick coal seams[D]. Xuzhou:China University of Mining and Technology, 2016:1-2.
- [2] 张瑞玺,马满顺,王钦东. 用综放开采有冲击危险的厚煤层[J]. 矿山压力与顶板管理,1999(1):72-74.  
ZHANG Ruixi, MA Manshun, WANG Qindong. Mining rockburst-hazardous thick coal seams by using fully-mechanised top-coal caving mining[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1999(1):72-74.
- [3] 潘友友,牛学良. 放顶煤开采对控制冲击地压的认识[J]. 岩土工程学报,1999,21(1):14-16.  
PAN Liyou, NIU Xueliang. Knowledge of sub-level caving method to control underground impact pressure[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 1999, 21(1):14-16.
- [4] 冯国春,王树斌,杨卫东. 放顶煤工艺在冲击矿压煤层的开采试验[J]. 煤矿开采,2002,(1):32-33.  
FENG Guochun, WANG Shubin, YANG Weidong. Application of top-coal caving mining in rockburst coal seam[J]. Coal Mining Technology, 2002,(1):32-33.
- [5] 宋振骥,陈立良,王春秋,等. 综采放顶煤安全开采条件的认识[J]. 煤炭学报,1995,20(4):356-360.  
SONG Zhenqi, CHEN Liliang, WANG Chunqiu, et al. Knowledge on face working conditions in mechanized sub-level caving work face[J]. Journal of China Coal Society, 1995, 20(4):356-360.
- [6] 王述红,刘建新,唐春安,等. 煤岩开采过程冲击地压发生机理及数值模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报,2002,21(增2):2480-2483.  
WANG Shuhong, LIU Jianxin, TANG Chunan, et al. Study on generation and numerical simulation of impact pressure in coal layer mining process[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21 (Sup 2):2480-2483.
- [7] 潘俊峰,连国明,齐庆新,等. 冲击危险性厚煤层综放开采冲击地压发生机理[J]. 煤炭科学技术,2007,35(6):87-90.  
PAN Junfeng, LIAN Guoming, QI Qingxin, et al. Mechanism of rock outburst occurred from fully mechanized longwall top coal caving and mining in thick seam with rock outburst danger in potential[J]. Coal Science and Technology, 2007, 35(6):87-90.

- [8] 刘显云. 放顶煤开采冲击地压显现特征与应用[D]. 青岛: 山东科技大学, 2004: 7-13.  
LIU Xianyun. Characteristic and application on rockburst behavior in caving mining[D]. Qingdao: Shandong University of Science and Technology, 2004: 7-13.
- [9] 靳钟铭, 魏锦平, 靳文学. 放顶煤采场前支承压分布特征[J]. 太原理工大学学报, 2001, 32(3): 216-218.  
JIN Zhongming, WEI Jinping, JIN Wenxue. Distributive characteristic of front abutment pressure in top-coal caving face[J]. Journal of Taiyuan University of Technology, 2001, 32(3): 216-218.
- [10] 陶三宝. 深部厚煤层开采冲击地压防治技术研究[D]. 青岛: 山东科技大学, 2007: 11-48.  
TAO Sanbao. Study on technology of rockburst prevention and control in deep high coal seam[D]. Qingdao: Shandong University of Science and Technology, 2007: 11-48.
- [11] 张当俊, 靳钟铭, 康天合. 不同采煤方法对冲击地压影响的研究[J]. 太原理工大学学报, 2006, 37(6): 676-679.  
ZHANG Dangjun, JIN Zhongming, KANG Tianhe. Study on influence of different mining methods on rockburst [J]. Journal of Taiyuan University of Technology, 2006, 37(6): 676-679.
- [12] 周 澎. 特厚煤层综放开采冲击地压防治技术与实践[J]. 煤炭科学技术, 2011, 39(4): 35-39.  
ZHOU Peng. Technology and practices on mine pressure bumping prevention and control of fully mechanized top coal caving mining in ultra thick seam[J]. Coal Science and Technology, 2011, 39(4): 35-39.
- [13] 李少刚. 综放采场覆岩大结构运动规律及失稳冲击灾害防治研究[D]. 青岛: 山东科技大学, 2006: 9-47.  
LI Shaogang. Study on movement rule and destabilizing shock disaster control of overburden large structure of fully-mechanized sublevel coal caving face[D]. Qingdao: Shandong University of Science and Technology, 2006: 9-47.
- [14] 汪华君, 姜福兴, 温良霞, 等. 孤岛顶煤综放采场冲击矿压形成机制及控制技术[J]. 岩土力学, 2013, 34(9): 2615-2621.  
WANG Huajun, JIANG Fuxing, WEN Liangxia, et al. Formation mechanism and control technology of impacting pressure in sublevel caving mining face under isolated top coal[J]. Rock and Soil Mechanics, 2013, 34(9): 2615-2621.
- [15] 窦林名, 赵从国, 杨思光, 等. 煤矿开采冲击矿压灾害防治[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006: 50-53.  
DOU Linming, ZHAO Congguo, YANG Siguang, et al. Prevention and control of rock burst in coal mine [M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2006: 50-53.
- [16] COOK N G W. The failure of rock[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1965, 2: 389-403.
- [17] COOK N G W. A note on rockbursts considered as a problem of stability[J]. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1965, 65: 437-446.
- [18] HUDSON J A, CROUSH S L, FAIRHURST C. Soft, stiff, and servo-controlled testing machines: A review with reference to rock failure[J]. Engineering Geology, 1972, 6: 155-189.
- [19] COOK N G W, HOEK E, PRETORIUS J P G, et al. Rock mechanics applied to the study of rockbursts [J]. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1966, 66: 435-528.
- [20] PETUKHOV I M, LINKOV A M. The theory of rockbursts and outbursts [M]. Moscow: Nedra, 1983.
- [21] 潘一山, 耿琳, 李忠华. 煤层冲击倾向性与危险性评价指标研究[J]. 煤炭学报, 2010, 35(12): 1975-1978.  
PANG Yishan, GENG Lin, LI Zhonghua. Research on evaluation indices for impact tendency and danger of coal seam [J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(12): 1975-1978.
- [22] 齐庆新, 彭永伟, 李宏艳, 等. 煤层冲击倾向性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(增1): 2736-2742.  
QI Qingxin, PENG Yongwei, LI Hongyan, et al. Study on bursting liability of coal and rock[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 30(Sup 1): 2736-2742.
- [23] BIENIAWSKI Z T, DENKHAUS H G, VOGLER U W. Failure of fracture rock[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 1969, 6: 323-341.
- [24] 李玉生. 冲击地压机理及其初步应用[J]. 中国矿业学院学报, 1985, 14(3): 37-43.  
LI Yusheng. Rockburst mechanism and its preliminary application[J]. Journal of China Institution of Mining and Technology, 1985, 14(3): 37-43.
- [25] 苗小虎, 姜福兴, 王存文, 等. 微地震监测揭示的矿震诱发冲击地压机理研究[J]. 岩土工程学报, 2011, 33(6): 971-976.  
MIAO Xiaohu, JIANG Fuxing, WANG Cunwen, et

- al. Mechanism of microseism-induced rock burst revealed by microseismic monitoring[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2011, 33(6): 971-976.
- [26] HE Jiang, DOU Linming, CAI Wu, et al. In situ test study of characteristics of coal mining dynamic load [J]. Shock and Vibration, 2015, 121053: 1-8.
- [27] 潘一山, 吕祥锋, 李忠华, 等. 高速冲击载荷作用下巷道动态破坏过程试验研究[J]. 岩土力学, 2011, 32(5): 1281-1286.  
PAN Yishan, LÜ Xiangfeng, LI Zhonghua, et al. Experimental study of dynamic failure process of roadway under high velocity impact loading[J]. Rock and Soil Mechanics, 2011, 32(5): 1281-1286.
- [28] ZHU W C, LI Z H, ZHU L, et al. Numerical simulation on rockburst of underground opening triggered by dynamic disturbance[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2010, 25(5): 587-599.
- [29] 张晓春, 卢爱红, 王军强. 动力扰动导致巷道围岩层裂结构及冲击矿压的数值模拟[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(增 1): 3110-3114.  
ZHANG Xiaochun, LU Aihong, WANG Junqiang. Numerical simulation of layer-crack structure of surrounding rock and rockburst in roadway under dynamic disturbance[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(Sup 1): 3110-3114.
- [30] 刘少虹, 毛德兵, 齐庆新, 等. 动静加载下组合煤岩的应力波传播机制与能量耗散[J]. 煤炭学报, 2014, 39(增 1): 15-22.  
LIU Shaohong, MAO Debing, QI Qingxin, et al. Under static loading stress wave propagation mechanism and energy dissipation in compound coal-rock [J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(Sup 1): 15-22.
- [31] 刘少虹. 动静加载下组合煤岩破坏失稳的突变模型和混沌机制[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 292-300.  
LIU Shaohong. Nonlinear catastrophe model and chaotic dynamic mechanism of compound coal-rock unstable failure under coupled static-dynamic loading [J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 292-300.
- [32] 王正义, 窦林名, 王桂峰, 等. 锚固巷道围岩结构动态响应规律研究[J]. 中国矿业大学学报, 2016, 45(6): 1132-1140.  
WANG Zhengyi, DOU Linming, WANG Guifeng, et al. Research on dynamic response of anchoring roadway surrounding rock structure[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2016, 45(6): 1132-1140.
- [33] 窦林名, 何江, 曹安业, 等. 煤矿冲击矿压动静载叠加原理及其防治[J]. 煤炭学报, 2015, 40(7): 1469-1476.  
DOU Linming, HE Jiang, CAO Anye, et al. Rock burst prevention methods based on theory of dynamic and static combined load induced in coal mine[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(7): 1469-1476.
- [34] 潘俊锋, 宁宇, 毛德兵, 等. 煤矿开采冲击地压启动理论[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(3): 586-596.  
PAN Junfeng, NING Yu, MAO Debing, et al. Theory of rockburst start-up during coal mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(3): 586-596.
- [35] BRADY B H G, BROWN E T. Energy, mine stability, mine seismicity and rockbursts. Rock mechanics for underground mining[M]. Dordrecht: Kluwer Academic Publishers, 2004: 271-311.
- [36] LI Zhenlei, DOU Linming, CAI Wu, et al. Mechanical analysis of static stress within fault-pillars based on a voussoir beam structure[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2016, 49(3): 1097-1105.
- [37] BYERLEE J D. Friction of rocks[J]. Pure and Applied Geophysics, 1978, 116: 615-626.
- [38] 黄庆享, 石平五, 钱鸣高. 老顶岩块端角摩擦系数和挤压系数实验研究[J]. 岩土力学, 2000, 21(1): 60-63.  
HUANG Qingxiang, SHI Pingwu, QIAN Minggao. Experiment study on the coefficients of friction and inserting of main roof block corner[J]. Rock and Soil Mechanics, 2000, 21(1): 60-63.

(责任编辑 王继红)