



移动扫码阅读

肖江,吴建军,邵亚武,等.8.5 m大采高工作面矿压显现规律相似模拟研究[J].煤炭科学技术,2019,47(3):106-111.doi:10.13199/j.cnki.cst.2019.03.015

XIAO Jiang,WU Jianjun,SHAO Yawu,*et al.* Similar simulation study on mine pressure behavior law of 8.5 m high mining face[J]. Coal Science and Technology,2019,47(3):106-111.doi:10.13199/j.cnki.cst.2019.03.015

## 8.5 m 大采高工作面矿压显现规律相似模拟研究

肖江<sup>1,2</sup>,吴建军<sup>1</sup>,邵亚武<sup>1,2</sup>,杨浩<sup>3</sup>

(1.西安科技大学 能源学院,陕西 西安 710054;2.教育部西部矿井开采及灾害防治重点实验室,陕西 西安 710054;  
3.神东煤炭集团有限责任公司 上湾煤矿,内蒙古 鄂尔多斯 017200)

**摘要:**为了确定特厚煤层覆岩的矿压规律和支架工作阻力变化,根据煤层所处地质条件,基于相似三定理,在实验室采用平面相似模拟的方法,研究了浅埋特厚煤层大采高综采条件下的工作面上覆岩层破断、来压步距和支架阻力及周期来压规律。结果表明:当正常割煤时,直接顶初次垮落步距为23 m,基本顶初次垮落步距为38 m,周期垮落步距为17 m;当工作面矿压显现强烈时,支架最大工作阻力为24 000 kN左右,覆岩垮落会形成宽度12~20 m岩柱;支架最大阻力出现在关键层失稳时,最大来压出现在第4、5次周期来压期间,同时工作面的停滞导致支架阻力明显增加。研究为特厚煤层工作面支护工艺技术水平的提高提供了技术参考。

**关键词:**大采高;相似模拟;矿压规律;工作阻力

中图分类号:TD325.4 文献标志码:A 文章编号:0253-2336(2019)03-0106-06

### Similar simulation study on mine pressure behavior law of 8.5 m high mining face

XIAO Jiang<sup>1,2</sup>, WU Jianjun<sup>1</sup>, SHAO Yawu<sup>1,2</sup>, YANG Hao<sup>3</sup>

(School of Energy Engineering, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China; 2. Key Laboratory for Mining and Disaster Prevention in the West of the Ministry of Education, Xi'an 710054, China; 3. Shangwan Coal Mine, Shendong Coal Group Cor., Ltd., Erdos 017200, China)

**Abstract:** In order to determine the mine pressure law of the extra-thick coal seam overburden and the change of the working resistance of the support, according to the geological conditions of the coal seam, and the similar three theorem, the laboratory plane similar simulation method was used to study the overburden breaking, the pressure stepping distance, the support resistance as well as the periodic pressure law of the working face under the conditions of fully-mechanized mining in large mining height with shallow overburden strata. The results show that when the coal is cut normally, the initial caving distance of immediate roof is 23 m, the initial caving distance of the main roof is 38 m, and the periodic caving distance is 17 m. When the mining pressure of the working face is strong, the maximum working resistance of the support is about 24 000 kN, and the overburden collapse will form a rock pillar with a width of 12~20 m. The maximum resistance occurs when the key layer is unstable, and the maximum pressure occurs during the fourth and fifth periodic periods, and the stagnation of the working face leads to a significant increase in the resistance. The research provides technical reference for improving the technical level of the supporting technology of the extra-thick coal seam.

**Key words:** large mining height; similar simulation; mine pressure law; working resistance

### 0 引言

近年来大采高综采工艺得到快速发展,成为厚煤层开采工艺的主要发展方向之一<sup>[1]</sup>。国内很多学者在大采高采场压力、工作面支架阻力等理论与实践研究方面取得了显著的成果,得出厚煤层综采和综放开采在不同地质条件下的矿压规律<sup>[2-4]</sup>。刘

长友等<sup>[5]</sup>对多采空区下坚硬厚层破断顶板群结构的失稳规律进行了研究,得出坚硬顶板区结构失稳的破断规律。崔树江<sup>[6]</sup>对大采高超大采场覆岩破坏运动特征及控制进行了研究,得出了覆岩破坏的运移规律和控制方法;杨宝贵等<sup>[7]</sup>对上湾煤矿7 m特厚煤层大采高开采支架工作阻力进行了研究,确定了支架的阻力变化规律;韩进利<sup>[8]</sup>对工作面的周

收稿日期:2018-10-18;责任编辑:朱恩光

作者简介:肖江(1971—),男,北京人,副教授,硕士生导师,博士。

通讯作者:吴建军(1990—),男,内蒙古乌兰察布人,硕士研究生。E-mail:1510094985@qq.com

期来压步距与初次来压步距进行数值模拟和现场实测,初次来压步距约为45 m,周期来压步距约为23 m,周期来压步距约为初次来压步距的1/2;杨印朝<sup>[9]</sup>对复杂厚煤层大采高开采采场围岩控制进行了研究,确定了复杂煤层条件下的围岩控制方法。经过国内外学者的相关研究,为特厚煤层的综采奠定了基础<sup>[10-12]</sup>,文献[13-15]对巷道的变形进行研究进而得出控制方法,但未得出7 m以上特厚煤层工作面的矿压规律和支架工作阻力变化等方面的结论,在此发展方向上神府矿区以及东胜煤田走在前列,煤层采高最近几年得到不断提升<sup>[16-18]</sup>。随着工作面采高的不断增加、液压支架等大型采煤设备的不断更新,矿压规律将呈现与中等厚度煤层不同的规律,支架的工作阻力也会发生变化,因此急需对于大采高工作面覆岩的破断和矿压规律及液压支架的阻力变化进行研究<sup>[19]</sup>。目前对于特厚煤层的开采主要为大采高综采和放顶煤开采,研究8.5 m大采高综采的覆岩破断规律、来压步距及支架的工作阻力将为我国西北地区及世界范围内的特厚煤层开采提供实践基础,但前人针对大采高的相似模拟试验进行较少。

笔者针对上湾煤矿8.5 m大采高情况进行相似材料模拟试验研究大采高综采矿压规律和支架工作阻力,将试验的理论成果应用于上湾煤矿的实践开采及我国西北地区的神府矿区和东胜煤田的矿井开采,为指导井下安全生产和提高矿井实际生产效率提供理论依据。

## 1 工程概况

上湾煤矿西四盘区所处煤层为1-2煤,盘区东边界为上湾煤矿西一盘区和西二盘区,西边界为西

表1 相似模型材料配比及分层厚度(1:100)

Table 1 Material ratio and layer thickness of similar simulation model (1:100)

序号	岩性	岩层厚度/m	模型层厚/cm	累计厚度/cm	质量配比				层数
					河砂	石膏	大白粉	煤灰	
1	风积沙	6.98	7.0	159.5	—	—	—	—	4
2	粗粒砂岩	13.58	14.0	152.5	728	8.40	0.24	0.96	7
3	粉砂岩	22.97	23.0	138.5	846	8.53	0.42	0.64	12
4	粗粒砂岩	6.71	7.0	115.5	728	8.40	0.24	0.96	4
5	砂质泥岩	38.06	38.0	108.5	837	8.53	0.32	0.74	19
6	粉砂岩	9.81	10.0	70.5	846	8.53	0.42	0.64	5
7	细粒砂岩	7.45	7.0	60.5	737	8.40	0.36	0.84	4
8	泥岩	2.27	2.0	53.5	837	8.53	0.32	0.74	1
9	粗粒砂岩	17.27	17.0	51.5	728	8.40	0.24	0.96	9
10	粉砂岩	4.99	5.0	34.5	846	8.53	0.42	0.64	3
11	1-1煤	0.50	0.5	29.5	2.5	0.10	0.52	1.70	1
12	粗粒砂岩	12.28	12.0	29.0	728	8.40	0.24	0.96	12
13	粉砂岩	6.81	7.0	17.0	846	8.53	0.42	0.64	7
14	泥岩	1.26	1.0	10.0	837	8.53	0.32	0.74	1
15	1-2煤	9.05	9.0	9.0	2.5	0.10	0.52	1.70	5

三盘区,南北边界分别为其他煤矿的井田边界。地面标高+1 145—+1 326,煤层底板标高+1 030—+1 086,走向长5 702 m,倾向长4 050 m,面积23.09 km<sup>2</sup>。煤层最小厚度为7.93 m,最大厚度为9.68 m,平均厚度为8.81 m。煤层最大倾角为5°,煤层直接顶为厚度1.26 m的泥岩,直接顶上方为厚7 m粉砂岩和厚12 m的粗粒砂岩。顶板单轴抗压强度为34.68 MPa、顶板单轴抗拉强度为6.22 MPa。盘区上覆煤层及底部煤层均未进行开采。

## 2 建立相似模拟模型

### 2.1 试验装置

试验装置为长3 m平面模拟试验架,结合上湾煤矿实际地质条件,模型按照比例1:100设计。模拟试验架长×宽×高=3 000 mm×200 mm×1 500 mm。平面模拟试验架的四周和底板采用25号槽钢和厚20 mm的有机玻璃板约束,上面自由端为相应比例厚度的黄土层和铁砖,试验模型如图1所示。依据矿区煤岩层综合柱状图和室内试验资料,模型材料配比及分层见表1。

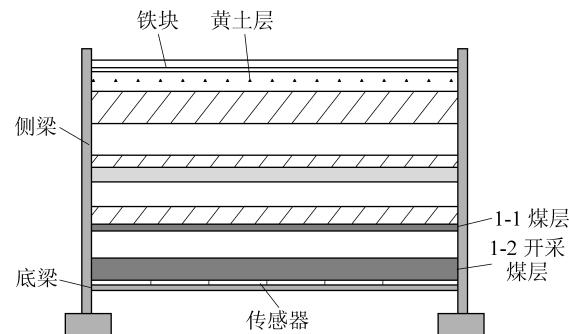


图1 试验模型

Fig. 1 Experimental model

## 2.2 模型设计

试验模型的设计总体思路根据相似三定理,煤层的埋藏深度约为280 m,厚度为8.5 m,根据煤矿的地质资料、综合柱状图以及实验室岩石力学试验结果,得煤层及主要岩层物理力学参数,由此确定的相似条件如下,容重相似常数为

$$C_\gamma = \frac{\gamma_p}{\gamma_m} = \frac{2500}{1600} = 1.6$$

式中: $\gamma_p$ 为原型容重, $\text{kg}/\text{m}^3$ ;  $\gamma_m$ 为模型容重, $\text{kg}/\text{m}^3$ 。

应力相似常数为

$$C_\sigma = \frac{\sigma_p}{\sigma_m} = C_\gamma C_l = 160$$

式中: $\delta_p$ 为原型应力,MPa; $\delta_m$ 为模型应力,MPa; $C_l$ 为几何相似常数。

载荷相似常数为

$$C_F = \frac{F_p}{F_m} = C_\sigma C_l^2 = 1.6 \times 10^6$$

式中: $F_p$ 为原型载荷,kN; $F_m$ 为模型载荷,kN。

时间相似常数为

$$C_t = \sqrt{C_l} = \sqrt{100} = 10$$

模型长3 m,顶板岩层及风积沙黄土层厚度为1.3 m,总高度为1.5 m。

## 2.3 模型材料及配比

试验选取河沙作为骨料,石膏、大白粉作为黏结材料,根据相似理论求得模型各岩层材料的物理力学参数、选择材料配比、计算材料用量。将相似材料按已确定配比混合搅拌均匀并加适量水来铺装模型,铺装时将其夯实到所需密度,并以云母作为岩-岩和煤-岩界面的分层材料。

## 3 试验过程及结果分析

### 3.1 试验过程

模型制作后,干燥约15 d左右,后面留设2根保护槽钢。标注煤层及岩层的位置和相应的标高。在距边界50 m处掘进开切眼,留有0.5 m的顶煤,开切眼高度8.5 m,宽度7 m,将简易支架放于开切眼内,给支架每次12 000 kN左右的初撑力,随后按照2 m/次的进度向前推进,开采高度为8.5 m,留0.5 m的顶煤。铺装模型前,在模型的底部铺设CL-YB-114型压力传感器,传感器从右至左共60个,测量采用PENTAX R-322NX型光学全站仪监测上覆岩层位移和108路压力计算机数据采集系统分别监测煤柱应力分布特征和工作面支架工作阻力,试验历时48 d。

### 3.2 基岩关键层运动演化过程

工作面推进到18 m,开采后初撑力11 800 kN升为14 040 kN,直接顶有明显的弯曲下沉现象。推进到22 m,滞留12 h,工作阻力上升为15 733 kN(图2)。推进到28 m,直接顶初次垮落,垮落步距29 m,采空区未被完全充填,自由高度为6 m(图3)。

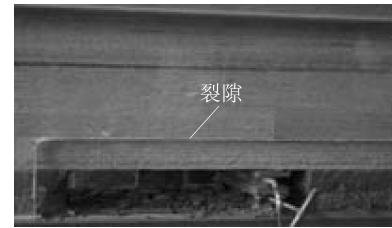


图2 顶煤随采随落

Fig. 2 Top coal caving at any time



图3 直接顶初次垮落

Fig. 3 Immediate roof initial caving

工作面推进到34 m,初撑力12 160 kN,开采后升至14 280 kN,泥岩上部粉砂岩基本顶出现明显离层、弯曲现象,顶煤随采随落(图4)。推进38 m,初撑力12 133 kN,开采后升至13 733 kN,基本顶初次来压,来压步距37 m,垮落高度12 m,填充高度3.5 m。垮落后的,由于采空区暴露面积较大,上覆岩层运移未稳定,顶板持续垮落,垮落总高度14.7 m,填充高度7 m(图5)。



图4 基本顶出现离层

Fig. 4 Main roof separated

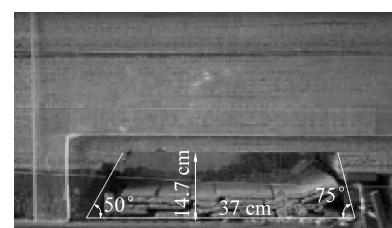


图5 基本顶初次垮落

Fig. 5 Initial caving of main roof

工作面推进50 m,初撑力12 053 kN,开采后升到13 653 kN,发生第1次周期来压,基本顶垮落,垮落步距12 m,垮落总高度22 m,填充高度13 m(图6)。推进到66 m,初撑力12 147 kN,开采后升到14 800 kN,发生第2次周期来压,来压步距16 m,垮落总高度28.5 m,填充高度21.5 m,部分基本顶形成铰接结构(图7)。

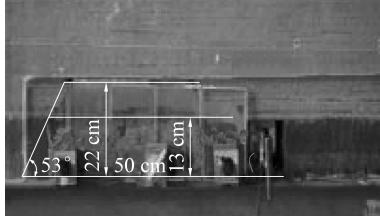


图6 第1次周期性垮落

Fig. 6 First periodic caving

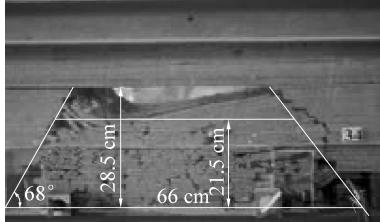


图7 形成铰接结构

Fig. 7 Articulated structure formed

工作面推进到84 m,铰接结构失稳。推进106 m,覆岩大面积垮落,垮落高度由45 m攀升到82.5 m,顶板断裂在支架上方(图8)。推进123 m,移架后

原有的砌体梁结构部分失稳垮落。推进131 m,发生第7次周期来压,开采后覆岩大范围运动,支架阻力最大升15 933 kN。垮落高度126 m,垮落角75°,垮落线落在支架的后部,垮落的岩层与采空区矸石搭接形成铰接结构,垮落步距12 m(图9)。推进168 m,覆岩大范围运移,波及到地表,垮落角62°,原有砌体梁结构全部失稳。

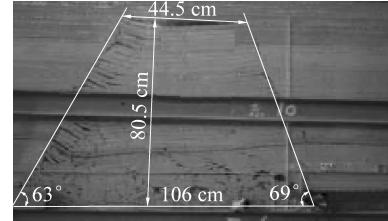


图8 第5次周期性垮落

Fig. 8 Fifth periodic caving

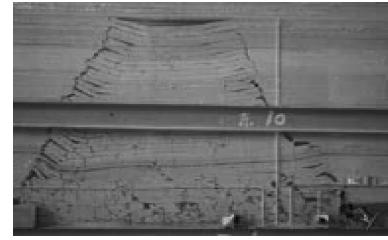


图9 砌体梁结构失稳

Fig. 9 Structural instability of masonry beams

### 3.3 基岩运动规律分析

工作面初次来压与10次周期来压期间,来压步距、支架载荷、增载系数与推进度对应关系见表2。

表2 周期来压参数

Table 2 Periodic pressure parameters

来压次数	推进度/m	支架初撑力/kN	支架最大阻力/kN	来压步距/m	增载系数
初次来压	38	17 043	20 056	38	1.18
第1次周期来压	50	16 931	19 853	12	1.17
第2次周期来压	66	17 062	20 256	16	1.19
第3次周期来压	84	17 081	21 039	18	1.23
第4次周期来压	94	16 931	23 621	10	1.40
第5次周期来压	106	16 987	23 586	12	1.39
第6次周期来压	119	17 043	19 783	13	1.16
第7次周期来压	131	16 987	21 927	12	1.29
第8次周期来压	155	—	28 169	24	—
第9次周期来压	168	16 912	19 990	13	1.18
第10次周期来压	181	16 781	23 654	13	1.41
平均值	—	—	21 994	17	1.26

根据工作面推进距离与来压步距关系(图10),基本顶的初次来压步距38 m,是后9次来压步距的3倍,平均来压步距17.8 m。第8次来压步距24 m,因为在开采初期紧邻直接顶上方的基本顶并未形成铰接结构,在开采中段和后段形成暂时的铰接结构,此结构很容易失稳,所以图10中的周期来压步距出现小范围波动。在1-1煤附近的坚硬岩层形成了铰接结构,并在试验过程中显示出主关键层的作用,它的铰接结构的失稳通常带动覆岩大面积的运动,垮落高度出现成倍增长,而且这种运动具有突然性,通常发生在移架过程中,上方覆岩突然断裂并垮落,所以基本顶的来压步距大范围波动取决于1-1煤附近的坚硬关键层,每次大范围垮落步距约100 m。

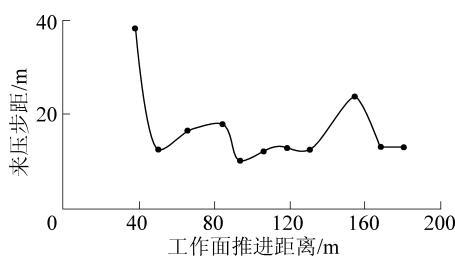


图10 工作面推进距离与来压步距关系

Fig. 10 Relation between push progress and pressure step distance of working face

工作面推进距离与增载系数关系如图11所示,随着工作面的推进基本顶每次的周期来压过程中增载系数整体变化较小,平均为1.26。第4、5次周期来压期间增载系数变化较大,最大增载系数出现间距约90 m,试验期间工作面的停滞使支架阻力急剧升高,增载系数明显增加。

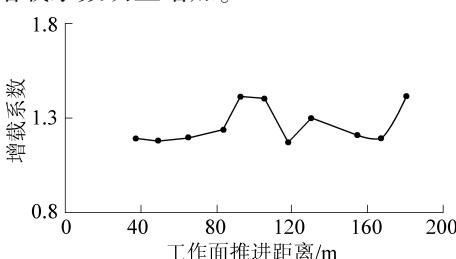


图11 工作面推进距离与增载系数关系

Fig. 11 Relation between push progress and load augmenting figure of working face

### 3.4 支架工作阻力分析

随着工作面的推进可以得出推进距离与支架的工作阻力变化规律,如图12所示。进而确定特厚煤层液压支架的受力变化情况,与顶板覆岩关键层的运动规律。工作面的停滞导致支架阻力急剧增大的情况在试验中出现2次。推进到154 m,工作面停滞24 h(现场为10 d),支架阻力上升至29 039 kN,

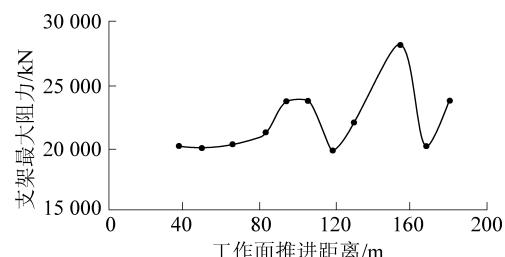


图12 工作面推进距离与支架最大阻力关系

Fig. 12 Relationship between push progress of working face and maximum resistance of support

即图12中的最大值;初撑力不足导致支架在来压时受力急剧增大,在第8次周期来压后,工作面推进到155 m,移架过程中发生垮落至地表的大范围覆岩运动,断裂位置发生在支架上方,同时支架卸载现象明显,约为2 000 kN,但随后上升到29 039 kN,这是导致支架出现故障的原因。充分说明了支架的初撑力对控制关键层运动具有重要作用;由图12可得,顶板周期性垮落时大多并不是载荷最大的时候,这与传统的认知不同,由于支架的初撑力大,下位坚硬岩层在垮落时不能对支架的载荷起到决定作用,起到决定作用的是1-1煤层附近的坚硬岩层,在覆岩运动过程中,下位坚硬岩层频繁的周期性垮落类似于坚硬岩层的悬臂梁的折断,此时的支架载荷不是某个开采阶段的最大值,只有关键层失稳时,来压才能显现最大值,如第4次、第5次周期来压。

## 4 工程实例

上湾煤矿西四盘区煤层1-2煤在开采过程中,根据对采空区的定期观测记录和地面沉陷观测,采空区形成平均宽度18 m左右岩柱,地面形成不明显波浪状下沉,结合采空区定期监测和地表沉陷可知,覆岩破断形成与实验室模拟的结果相似;根据在工作面液压支架安装的压力传感器对工作面上部覆岩的记录监测和现场工作人员的记录可知:基本顶初次来压步距平均40~50 m,现场人员根据矿压现象观测得周期来压步距15~20 m,周期来压步距平均约为18 m;支架阻力变化通过传感器监测统计,平均25 000 kN左右,工作面推进过程中支架阻力和来压步距出现大小交替的现象,推测1-1煤层附近的坚硬岩层显现出主关键层的作用。现场实践的矿压规律及支架阻力变化和实验室平面相似模拟试验中结果大部分相吻合,因此,形成反向验证。

## 5 结 论

1)8.5 m特厚煤层综采时工作面矿压显现强烈,易形成宽度12~20 m大岩柱。支架最大阻力达

24 000 kN,支架工作阻力和垮落覆岩宽度随着工作面采高的增加呈迅速增大趋势,是中厚煤层支架最大工作阻力的2倍。

2)特厚煤层综采过程中直接顶垮落步距较中厚煤层有减小趋势,基本顶来压步距出现大小交替规律,随煤层厚度增加直接顶来压步距规律减弱,说明直接顶来压步距主要取决于直接顶岩性。

3)8.5 m特厚煤层覆岩矿压主要取决于关键层,垮落过程中后段形成暂时铰接结构,形成“大垮落、小垮落”交替出现规律,说明关键层理论同样适用于特厚煤层的覆岩破断。

### 参考文献(References):

- [1] 李化敏,蒋东杰,李东印.特厚煤层大采高综放工作面矿压及顶板破断特征[J].煤炭学报,2014,39(10):1956-1960.  
LI Huamin, JIANG Dongjie, LI Dongyin. Analysis of ground pressure and roof movement in fully-mechanized top-coal caving with large mining height in ultra-thick seam [J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39 (10) :1956-1960.
- [2] 郁钟铭,舒仕海,魏中举,等.首采工作面矿压显现规律相似材料模拟研究[J].矿业安全与环保,2016,43(3):18-20.  
YU Zhongming, SHU Shihai, WEI Zhongju, et al. Research on similar material simulation of ore pressure appearance in first mining face [J]. Mining Safety and Environmental Protection, 2016, 43 (3) :18-20.
- [3] 张立辉,李男男.8 m大采高综采工作面矿压显现规律研究[J].煤炭科学技术,2017,45(11):26-31,49.  
ZHANG Lihui, LI Nannan. Study on the law of strata pressure appearing in fully mechanized face with 8 m high mining height [J]. Coal Science and Technology, 2017, 45 (11) :26-31,49.
- [4] 李建璞,杨小彬,刘伟,等.坚硬顶板煤层一次采全高矿压显现规律研究[J].中国安全生产科学技术,2013,9(2):18-22.  
LI Jianpu, YANG Xiaobin, LIU Wei, et al. Study on the regularity of full high mining pressure in hard roof coal seam [J]. Journal of China Safety Science and Technology, 2013, 9 (2) :18-22.
- [5] 刘长友,杨敬轩,于斌,等.多采空区下坚硬厚层破断顶板群结构的失稳规律[J].煤炭学报,2014,39(3):395-403.  
LIU Changyou, YANG Jingxuan, YU Bin, et al. Instability law of broken roof group structure in hard and thick strata under multi-goaf [J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39 (3) :395-403.
- [6] 崔树江.大采高超大采场覆岩破坏运动特征及控制研究[D].北京:中国矿业大学(北京),2016.
- [7] 杨宝贵,姬鹏奎,祁越峰,等.上湾煤矿7m特厚煤层大采高开采支架工作阻力的确定[J].煤炭工程,2011(7):6-8.  
YANG Baogui, JI Pengkui, QI Yuefeng, et al. Determine the working resistance of support with large mining height mining on the Bay mine 7m thick coal seam [J]. Coal Engineering, 2011 (7) :6-8.
- [8] 韩进利.大采高综采工作面矿压显现规律研究[J].煤,2017,26(8):119-121.
- [9] HAN Jinli. Study on the law of ground pressure appearance in fully mechanized face with large mining height [J]. Coal, 2017, 26 (8) :119-121.
- [10] 杨印朝.复杂厚煤层大采高开采采场围岩控制技术研究[D].北京:中国矿业大学(北京),2017.
- [11] 唐仁龙,李龙清,邵小平,等.青岗坪煤矿综放面矿压规律及支架适应性研究[J].西安科技大学学报,2016,36(3):336-342.  
TANG Renlong, LI Longqing, SHAO Xiaoping, et al. Study on ore pressure law and support adaptability of fully mechanized caving face in Qinggangping Coal Mine [J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2016, 36 (3) :336-342.
- [12] 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 Jiacheng. Soft and thick seam coal wall spalling mechanism and control [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32 (8) :785-788.
- [13] 高喜才,伍永平,曹沛沛,等.大倾角煤层变角度综放工作面开采覆岩运移规律[J].采矿与安全工程学报,2016,33(3):381-386.  
GAO Xicai, WU Yongping, CAO Peipei, et al. The law of overburden migration in the fully mechanized top coal caving face with large dip angle coal seam [J]. Chinese Journal of Mining and Safety Engineering, 2016, 33 (3) :381-386.
- [14] 于洋.特厚煤层坚硬顶板破断动载特征及巷道围岩控制研究[D].徐州:中国矿业大学,2015.
- [15] 陈刚.大采高采场围岩的矿压显现规律研究[D].北京:中国矿业大学(北京),2011.
- [16] 潘伟明.大采高工作面矿压显现规律与管理技术研究[J].煤炭与化工,2014,37(7):62-66.  
PAN Weiming. Study on the law and management technology of ore pressure in large mining face [J]. Coal and Chemical Industry, 2014, 37 (7) :62-66.
- [17] 卓振.枣泉煤矿综放工作面矿压显现规律研究[D].西安:西安科技大学,2014.
- [18] 任艳芳,宁宇,齐庆新.浅埋深长壁工作面覆岩破断特征相似模拟[J].煤炭学报,2013,38(1):61-66.  
REN Yanfang, NING Yu, QI Qingxin. The shallow long wall mining face fracture characteristics simulation [J]. Journal of China Coal Society, 2013, 38 (1) :61-66.
- [19] 周坤友,张宏伟,李云鹏,等.近距离采空区下工作面矿压显现分区特征研究[J].煤炭科学技术,2018,46(3):54-60.  
ZHOU Kunyou, ZHANG Hongwei, Li Yunpeng, et al. Study on the characteristics of strata pressure zoning of working face under short-distance goaf [J]. Coal Science and Technology, 2018, 46 (3) :54-60.
- [20] 索永录,程书航,杨占国,等.坚硬石灰岩顶板破断及来压规律模拟试验研究[J].西安科技大学学报,2011,31(2):137-140.  
SUO Yonglu, CHENG Shuhang, YANG Zhanguo, et al. Hard limestone roof breaking and pressure of [J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2011, 31 (2) :137-140.