

文章编号: 1673-3363-(2014)03-0418-06

浅埋大采高综采矿压显现规律物理模拟实验研究

来兴平, 单鹏飞, 郑建伟, 曹建涛, 崔峰, 王春龙

(西安科技大学能源学院, 教育部西部矿井开采及灾害防治重点实验室, 陕西 西安 710054)

摘要 以榆神矿区张家峁煤矿 5⁻² 特厚煤层为研究背景, 通过岩石力学实验确定围岩物理力学参数, 构建物理模拟模型并分析模拟支架力学特征。模拟实验结果表明: 浅埋煤层大采高工作面矿压显现显著; 借助声发射(AE)及试验模型支架监测系统获取模型开采过程中的围岩变形损伤信号, 分析顶板来压过程中的围岩移动及支承压力演化机理: 声发射信号丰富, 事件数峰值达 2578 个·min⁻¹; 顶板周期来压步距约 15.0 m, 煤壁前方 10.0~13.0 m 范围为工作面超前支承压力影响范围且压力峰值位置向采空区方向移动, 支架的工作阻力 12 000 kN 能够满足生产需要。

关键词 浅埋煤层; 大采高综采; 物理模拟实验; 声发射; 模型支架监测系统

中图分类号 TD 32

文献标志码 A

Physical simulation on strata behavior of large mining height fully mechanized face in shallow-buried and thick seam

LAI Xingping, SHAN Pengfei, ZHENG Jianwei, CAO Jiantao, CUI Feng, WANG Chunlong

(Energy School, Key Laboratory of Western Mines and Hazard Prevention, Ministry of Education of China,
Xi'an University of Science and Technology, Xi'an, Shaanxi 710054, China)

Abstract According to conditions of No.5⁻² super-thick coal seam in Zhangjiamao coal district of Yu-shen mining area, the physical and mechanical properties of coal-rock masses were measured by lab mechanics experiments. The physical simulation model was built up, and the mechanical properties of support were simulated. The simulation results indicate that the strata behavior of large mining height fully mechanized face is dramatic. Meanwhile, the deformation and damage of rock masses with the excavation were monitored by the acoustic emission (AE) and support pressure monitoring, and the strata movement and evolution of abutment pressure during roof weighting were analyzed. The results also show that the wave variation from AE is remarkable with abutment pressure change, and the maximum events are reached to 2578 per min. The step of periodical weighing is about 15.0 meters, the advanced abutment pressure zones range from 10.0 to 13.0 meters ahead of the workingface, and the peak pressure moves toward the direction of mined-out area. Moreover, the support with the rated working resistance of 12 000 kN can satisfy the efficient and safe excavation of the coal seam.

Key words shallow buried coal seam; large height fully mechanized mining; physical simulation experiment; acoustic emission (AE); support pressure monitoring system

收稿日期: 2013-03-12

基金项目: 国家自然科学基金项目(10772144), 陕西省重点科技创新团队计划项目(2013KCT-16); 陕西省重点实验室重点项目(09JS018)

作者简介: 来兴平(1971-), 男, 宁夏回族自治区平罗县人, 教授, 博士后, 博士生导师, 从事岩石力学和矿山动力灾害防治方面的研究。

E-mail: lxptest@yahoo.com.cn

Tel: 13186187301

大采高工作面矿压显现规律研究对于特厚煤层的高效、安全开采至关重要^[1]。根据我国现有的大采高工作面开采实践经验：相比较薄及中厚煤层综采工作面，大采高综采后采空区尺度显著增加，更大范围内的上覆顶板岩层发生断裂并充填采空区，使得大采高综采工作面覆岩运移及矿压显现周期、强度与范围都发生了明显变化^[2-5]。

目前我国大采高工作面如羊场湾煤矿^[6-7]、寺河煤矿^[8]及上湾煤矿^[9]，采高均为 5.0 m 及以上，其中寺河煤矿和上湾煤矿煤层倾角一般 5°左右(近水平煤层)，赋存稳定、不存在支架倒滑、片帮漏顶、采煤机失稳、刮板输送机下滑以及防灭火等问题。西安科技大学针对复杂开采技术条件下 6.0 m 及以上大采高工作面采场矿压显现规律及支架稳定性开展研究：针对羊场湾煤矿复杂 6.2 m 大采高工作面保护煤柱留设等问题进行研究，确定大采高煤巷保护煤柱松动范围 2.16~2.82 m 之间，保护煤柱宽度由原来初设的 47.0 m 降至 35.0 m^[10]。

张家峁煤矿位于陕西省神木县北郊，是我国主要优质动力煤生产矿井之一。井田面积 145.6 km²，该矿 5⁻² 煤层属浅埋薄基岩煤层、水资源匮乏、地质与生态环境脆弱。煤层厚度起伏不定，5⁻² 煤层平均厚度达 6.0 m，煤层顶、底板岩石中黏土矿物含量较高，砂质泥岩及黏土岩遇水易软化，发育较多水平层理、小型交错层理，顶板覆岩与煤层均坚硬(属于两硬条件)。设计采用大采高一次采全高的综合机械化采煤法开采 5⁻² 煤层。

论文以张家峁煤矿 5⁻² 浅埋特厚煤层 6.0 m 大采高综采工作面矿压显现规律为研究内容，通过室内岩石力学实验确定围岩物理力学参数^[11-12]，构建平面物理相似模型，分析浅埋特厚煤层大采高工作面“支架-围岩”的耦合动力学特性，结合声发射及试验模型支架监测系统对顶板来压过程中围岩损伤变形信号进行分析^[13-14]，得出大采高工作面顶板矿压显现周期、强度及范围等特征，为浅埋特厚煤层大采高工作面安全高效开采及大采高支架选型、参数优化提供科学依据。

1 大采高支架特征分析

1.1 支架载荷分析

模拟支架载荷设计是采场支架稳定性研究重要内容^[15]。将试验模型支架的载荷值通过相似比转化为实际支架的工作阻力；以循环为单位，求出每个循环支护阻力的平均值，得出观测全过程中循环

支护阻力平均值与其相应的均方差，以支护平均值加其相应的一倍均方差作为基本顶来压判据，如公式(1)所示为计算模型基本顶来压判据。

$$P_{Cav}=P_C+\sigma_{pc} \tag{1}$$

式中： P_{Cav} 为每个循环的支护阻力的平均值； P_C 为全部观测循环支护阻力平均值； σ_{pc} 为观测循环支护阻力相应的均方差。

综合考虑顶板上覆围岩活动、裂隙发育及顶板垮落情况，当支架工作阻力大于 P_{Cav} 时表明基本顶来压。以动压系数 n 作为衡量基本顶周期来压强度的指标，动压系数如公式(2)所示。

$$n=P_{main}/P_{av} \tag{2}$$

式中： P_{main} 为基本顶周期来压时支护阻力平均值； P_{av} 为基本顶非周期来压时支护阻力平均值。

1.2 支护强度分析

原型工作面液压支架额定工作阻力为 11 000 kN，支架初撑力为 7 916 kN，支护中心距与顶梁长度分别为 1 750 mm 与 4 075 mm。初撑时，支护强度为 1 065.7 kN/m²，额定工作阻力时支护强度为 1 542.8 kN/m²。模型几何比为 1：100，由相似准则换算，应力相似常数如式(3)所示。

$$\sigma=\sigma_k\times\sigma_\gamma=156 \tag{3}$$

式中： σ_k 为几何相似常数； σ_γ 为容重相似常数，为 1.56；计算得在模拟试验中模型支架初撑支护强度为 0.683 N/cm²，额定工作支护强度为 0.989 N/cm²。原型支架与试验模型支架支护强度对比如表 1。

表 1 原型支架与试验模型支架支护强度对比
Table 1 Supports strength contrast with prototype and model

支架	原型	模型
初撑力	7 916 kN	13.68 N
额定阻力	12 000 kN	19.76 N
顶梁长度/mm	4 075	200
支架宽度/mm	1 750	20
顶梁面积/m ²	7.13	40
支架支护 强度	初撑 1 110.2 kN/m ² 额定阻力 1 683 kN/m ²	0.34 N/cm ² 4.94 N/cm ²

现场实测结果表明：合理支架初撑力与额定工作阻力之比应为 60.0%~85.0%。由于试验模型支架初撑力是依据原型支架设定，试验模型支架所得数据能够反映原型支架的初撑力，实验支架初撑力及工作阻力分布情况，统计结果如表 2 所示，支架额定初撑力为 7 916 kN，初撑力主要分布在额定初撑力附近：其中，7 550~7 650 占总数的 36.4%。统计

可知, 试验模型支架的工作阻力普遍都在 8 800 kN 左右工作(约占 44.9%), 个别支架工作阻力比初撑力还低, 约 18.1% 支架的阻力在 8 800 kN 以上。

表 2 试验模型支架初撑力和工作阻力分布频率情况
Table 2 The distribution frequency of initial loading and working resistance of the experimental supporting

试验模型支架初撑力分布频率(a)				
组号	组段/kN	次数	频率 f_i	分布百分数/%
1	<7 250	28	0.127	12.7
2	7 250~7 350	20	0.091	9.1
3	7 350~7 450	32	0.145	14.5
4	7 450~7 550	36	0.164	16.4
5	7 550~7 650	80	0.364	36.4
6	>7 650	24	0.109	10.9
试验模型支架工作阻力分布频率(b)				
组号	组段/kN	次数	频率 f_i	分布百分数/%
1	<7 600	36	0.164	16.4
2	7 600~8 360	63	0.285	28.5
3	8 360~8 800	81	0.370	37.0
4	8 800~11 000	32	0.145	14.5
5	>11 000	8	0.036	3.6

非来压期间, 试验模型支架的工作阻力并不高, 绝大部分支架阻力值在初撑力与高于初撑力 10.0% 的阻力之间正常工作; 顶板来压时大部分试验支架阻力都要低于 11 000 kN, 表明在正常情况下, 额定工作阻力 11 000 kN 的支架(只占 3.6%)均能够满足工作面顶板来压时覆岩控制的要求; 在裂隙贯通地表时实验支架阻力超过 11 000 kN, 达到最大为 11 668 kN, 仍小于 12 000 kN。工作面推进过程中, 初次来压前试验支架阻力较小, 部分支架阻力处于初撑状态与模拟实验中观察到的顶板破坏规律基本一致。

利用式(2)分别计算的历次基本顶来压动压系数如表 3 所示, 确定支架额定工作阻力为 12 000 kN, 支架增载系数为 1.28, 最大为 1.40, 支架运行平稳, 能够保证工作面正常生产。

表 3 工作面开采来压动压系数特征
Table 3 The characteristics of dynamic underground pressure in the stope

来压次序	来压步距/m	$P_{\text{main}}/\text{kN}$	P_{av}/kN	n	
初次来压	65.0	9 423	7 396	1.27	
周期来压	1	14.5	9 485	7 486	1.26
	2	23.0	9 874	7 827	1.26
	3	15.0	11 006	7 798	1.40
	4	10.0	9 151	7 881	1.16
	5	12.5	8 928	7 706	1.16
	6	17.5	11 608	8 059	1.40
	平均值	15.0	10 008	7 792	1.28

2 物理相似模拟实验

2.1 煤岩力学参数测定

采用 SC200 型自动取芯机钻取岩(煤)样、坚硬岩石切割机制作标准试件, 通过 WE-60T 万能材料试验机、MTS-815 伺服实验系统等并开展综合物理力学特性指标参数实验。

如表 4, 5 所示为煤样单轴抗压、抗拉强度测试结果, 其中, 5^{-2} 煤坚固性系数约为 3.1, 属中等坚固岩体。

表 4 岩石单轴抗压强度测定结果
Table 4 Uniaxial compressive strength results of specimens

试件编号	岩石名称	试件尺寸/mm		试件面积/ mm^2	抗压强度/MPa	平均抗压强度/MPa
		直径	高			
1-1	5^{-2} 煤 (饱水)	49.18	51.12	1884.78	27.96	31.13
1-2		49.22	50.20	1884.79	42.45	
2-1	5^{-2} 煤 (自然)	49.20	51.40	1884.50	24.41	29.71
2-2		49.02	50.20	1884.78	29.71	

表 5 岩石单轴抗拉强度测试结果
Table 5 Uniaxial tensile strength results of specimens

试件编号	岩石名称	试件尺寸/mm		抗拉强度/MPa	平均抗拉强度/MPa
		直径	高		
1-1	5^{-2} 煤 (饱水)	49.12	50.74	0.84	0.84
1-2		49.10	49.52	0.71	
1-3		49.20	50.70	0.98	
2-1	5^{-2} 煤 (自然)	49.16	46.08	0.72	0.71
2-2		49.20	50.10	0.70	
2-3		49.16	46.28	0.71	

2.2 实验过程及分析

2.2.1 实验模型构建

模拟实验采用相似比为 1 : 100, 如图 1 所示为平面模型实验及监测设计方案。

设计煤层厚度为 0.06 m, 模拟采高为 6.00 m, 依据相似模拟原理, 设计模型走向长度为 5.00 m, 模型铺装高度为 1.20 m。按配比对河砂、石膏、大白粉、煤粉进行混合填装, 采用云母片模拟节理裂隙。试验模型支架监测开采过程中工作面支架的工作阻力, 声发射监测仪监测开采过程中开采扰动产生的围岩损伤信号、全站仪监测覆岩运移情况。自开切眼沿开挖方向平面模型中共埋设 5 个声发射传感器, 1[#], 2[#]传感器布设于冒落带且 1[#]传感器, 3[#], 4[#]传感器布置于裂隙带, 5[#]传感器布置于弯曲下沉带。

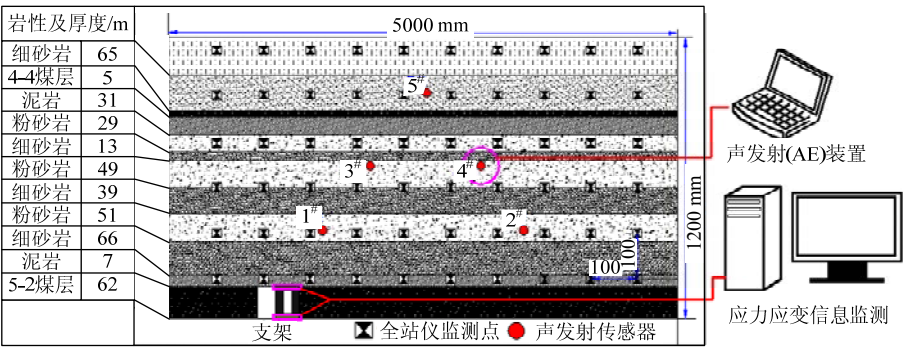


图1 平面模型实验及监测设计
Fig.1 Plot of physical simulation experiment and hybrid monitoring

2.2.2 实验现象分析

留设 50.0 m 边界煤柱，工作面由开切眼开始推进。当工作面推进至 30.0 m 时，上分层顶煤出现裂隙、离层，顶煤垮落后直接顶发生离层。当推进至 37.5 m 时，直接顶初次垮落，垮落高度为 2.0 m 左右，采空区中部顶板 15.0 m 处出现细微离层，如图 2a 所示。

直接顶沿着架后周期性垮落，同时采空区中部顶板离层程度加大。当工作面推进 60.0 m 时，直接顶上部第一层顶板垮落，如图 2b 所示，垮落厚度为 4.0 m 左右，工作面上方直接顶暴露长度 20.0 m 左右。

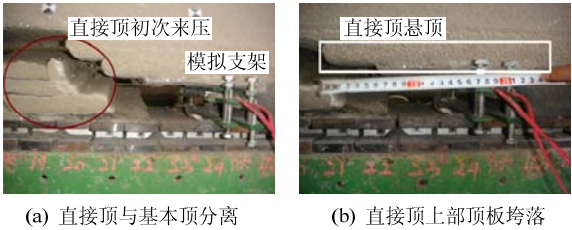


图 2 直接顶垮落
Fig.2 Collapse of immediate roof

直接顶在架后随采随冒。当工作面推至 65.0 m 时，支架载荷增大，继续向前开采，直接顶上方岩

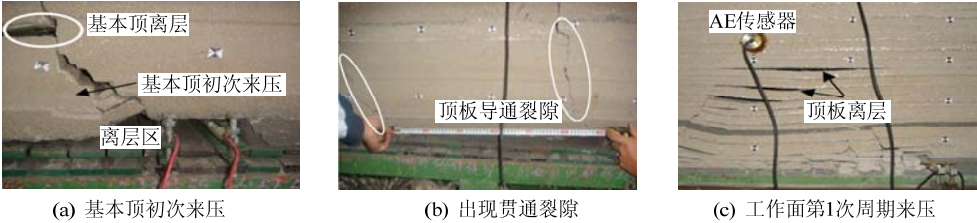


图 3 工作面顶板来压
Fig.3 Roof caving in the stope

顶板离层不断向上发育，工作面推进至 90.0 m 时，离层发展到距煤层顶界面为 68.0 m 位置，下位岩层离层空间随着上覆岩层的垮落逐渐充填而变

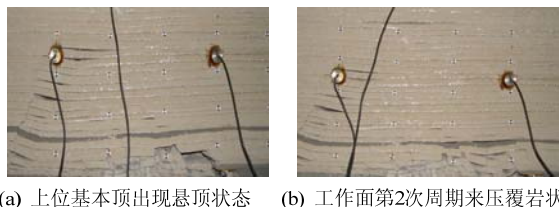
层离层明显增大，顶煤冒落，上覆岩层出现较大范围垮落，如图 3a 所示。在工作面一侧顶板沿支架正上方断裂，垮落角为 50°，在开切眼一侧顶板沿开切眼煤壁断裂，垮落角为 65°。

顶板垮落岩层厚度为 32.0 m，垮落长度为 65.0 m，断裂岩块平均长度为 4.0~7.0 m。在垮落前，支架载荷增幅较大，上方顶板离层间隙为 4.0 m。顶板初次垮落后，在降架移架后，垮落岩层进一步垮落、压实，诱发工作面煤壁上方顶板出现裂隙，将直接顶和基本顶贯穿，如图 3b 所示。

工作面推进至 70.0 m 时，支架载荷明显增大。在移架过程中，原先支架上方顶板失去支架支撑作用后沿支架后方断裂，同时诱发上覆 16.0 m 厚顶板也随之垮落，垮落高度为 48.0 m，支架正上方顶板出现细微裂隙，但由于支架的支撑作用，并未发生架前断裂。如图 3c 所示，基顶失稳破断为回转切落，同时诱发前部基本顶出现拉裂隙，但未形成整体切落现象，主要由于支架支护阻力和支护面积足够大，同时推进速度快也可能使支架上方岩层未形成充分垮落，综合分析上覆岩层断裂特征可知，为工作面基本顶首次周期来压，来压步距为 15.0 m，与现场实测数据基本吻合。

小。下位基本顶在架后垮落不充分，并未沿支架后方切落，而是以一定的角度倾斜向采空区一侧垮落。上位基本顶出现了约为 10.0 m 悬顶，见图 4a。

继续推进至 75.0 m 时,在移架过程中,上覆岩层出现大范围垮落,基本顶再次在支架正上方断裂,离层发育至离煤层顶面 100.0 m 处图 4b。第 2 次周期来压步距为 23.0 m。随着工作面的继续推进,支架后方下位基本顶断裂成长度较小的岩块,并进一步垮落、压实,岩块前端搭接于支架。



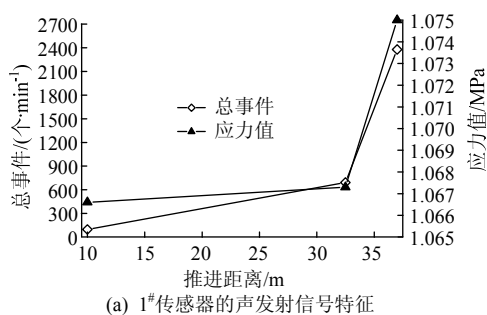
(a) 上位基本顶出现悬顶状态 (b) 工作面第2次周期来压覆岩状态

图 4 工作面顶板来压

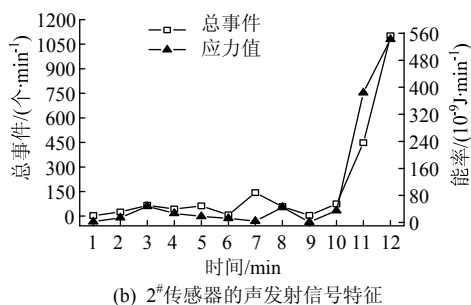
Fig.4 Roof caving in the stope

2.2.3 围岩损伤信号分析

工作面推至 30.0 m 时,直接顶上部第 1 层顶板垮落。直接顶发生初次垮落时,1[#]传感器声发射关系特征如图 5a 所示。由于 1[#]传感器距离开采工作面近,声发射信号丰富,原有裂隙开始闭合,声发射能率及总事件均较小,此阶段总事件和能率变化范围分别为 1~2 578 个/min, 0~2 380 mv·us/min,能率和总事件出现波动现象,围岩基本保持稳定。2[#]传感器声发射关系特征如图 5b 所示,总事件数少,能率较低,此阶段总事件和能率变化范围分别为 1~1 102 个/min, 0~542 mv·us/min,表明围岩内部某些预先存在的微裂隙或张开性结构面由于围岩间相互挤压、开始闭合。



(a) 1[#]传感器的声发射信号特征



(b) 2[#]传感器的声发射信号特征

图 5 直接顶初次垮落声发射信号事件

Fig.5 AE signals from initial collapse of immediate roof

工作面继续推进,直接顶在架后随采随冒,声发射信号事件丰富。工作面推进至 37.5 m 时,基本顶发生初次来压。1[#]传感器的声发射的关系特征如图 6a, 1[#]传感器周围岩体受开采扰动影响较大,下方围岩发生断裂,声发射信号强,能量在经过前一段时间的积累后释放。此时,围岩内应力不断升高,内部出现裂隙,且伴随围岩损伤的进一步发展;随着工作面的推进,能量不断增加,围岩破裂速度、破裂范围不断增大。声发射信号以高频率高能量信号为主,模型内的原生裂隙开始扩展,能量开始积聚,声发射由小突增,或为连续增加后突然减少,应防止出现突变失稳和面积来压以及采空区坍塌等动力学破坏。围岩中大量裂隙产生,但产生过程不规律。与 1[#]传感器声发射相比,2[#]传感器声发射信号波动性更大,持续的时间长。2[#]传感器声发射关系特征如图 6b 所示。

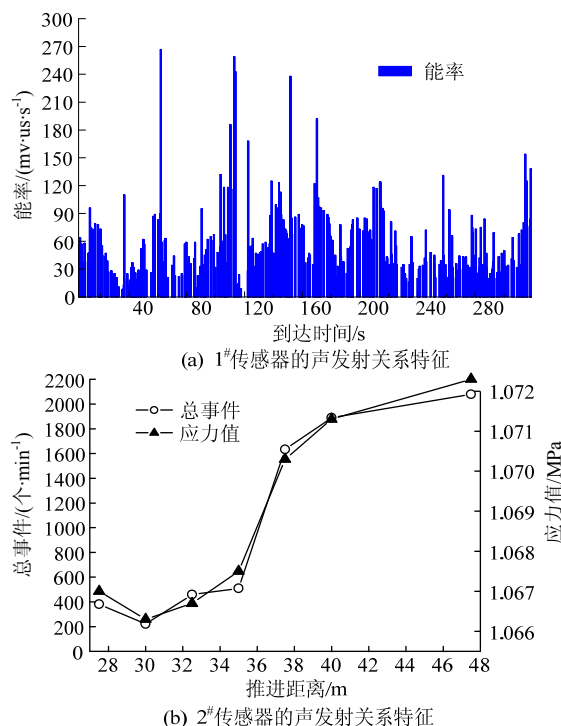


图 6 基本顶初次垮落声发射信号事件

Fig.6 AE signals from initial collapse of main roof

3[#]传感器附近围岩保持基本稳定,裂隙出现少,声发射总事件也较少,能率较低,基本顶来压时总事件和能率达到峰值。4[#]传感器距离开采工作面较远,受采空区围岩破裂影响不大,围岩稳定,有少量微弱声发射信号产生,能率和总事件数均较小。但在基本顶来压时能率和总事件数也出现增加情况。5[#]传感器处于弯曲下沉带的中心,由于多次采

动扰动, 围岩损伤严重, 声发射信号明显; 顶板来压时, 声发射信号呈现近线性增长趋势, 在顶板垮落时出现声发射信号(事件数与能率)峰值, 随后呈近线性下降趋势。

3 结 论

1) 确定支架额定工作阻力 12 000 kN, 增载系数为 1.28, 最大为 1.40, 能够保证工作面安全高效生产。

2) 顶板周期来压步距为 15.0 m, 大采高时距煤壁前方 10.0~13.0 m 为超前支承压力影响范围、压力峰值位置向采空区方向移动。

3) 工作面来压时声发射信号成近线性增长, 顶板断裂跨落时信号出现峰值且随后呈近线性下降趋势。

参考文献:

- [1] 王金华. 我国大采高综采技术与装备的现状与发展趋势[J]. 煤炭科学技术, 2006, 34(1): 4-7.
WANG Jinhua. Present status and development tendency of fully mechanized coal mining technology and equipment with high cutting height in China[J]. Coal Science and Technology, 2006, 34(1): 4-7.
- [2] 弓培林, 靳钟铭. 大采高采场覆岩结构特征及运动规律研究[J]. 煤炭学报, 2004, 29(1): 7-11.
GONG Peilin, JIN Zhongming. Study on the structure characteristics and movement laws of overlying strata with large mining height[J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(1): 7-11.
- [3] 郝海金, 吴建, 张勇, 等. 大采高开采上位岩层平衡结构及其对采场矿压显现的影响[J]. 煤炭学报, 2004, 29(2): 137-141.
HAO Haijin, WU Jian, ZHANG Yong, et al. The balance of main roof and its action to immediate roof in large cutting height workface[J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(2): 137-141.
- [4] JENG F S, HUANG T H. The holding mechanism of under-reamed rocks in soft rock[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 1997, 34: 761-755.
- [5] 伍永平. “顶板-支护-底板”系统动态稳定性控制模式[J]. 煤炭学报, 2007, 32(4): 341-346.
WU Yongping. Controlling pattern for dynamic stability of system “roof-support-floor” [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(4): 341-346.
- [6] 来兴平, 周光华. 基于现场监测的破碎围岩介质垮落失稳及综合分析[J]. 煤炭学报, 2008, 33(3): 246-250.
LAI Xingping, ZHOU Guanghua. Comprehensive assessment of collapse instability of fractured rock mass mediums based on in-situ monitoring[J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(3): 246-250.
- [7] 刘小明, 来兴平, 崔峰, 等. 复杂煤层 6.2 m 大采高支架工况监测与分析[J]. 煤炭科学技术, 2011, 39(3): 29-31.
LIU Xiaoming, LAI Xingping, CUI Feng, et al. Monitoring and analysis on operation performances of 6.2 m high cutting hydraulic powered support under complicated seam conditions[J]. Coal Science and Technology, 2011, 39(3): 29-31.
- [8] 王国法. 大采高技术与大采高液压支架的开发研究[J]. 煤矿开采, 2009, 14(1): 1-4.
WANG Guofa. Research on mining technology with high mining height and development of powered support for high mining height[J]. Coal Mining Technology, 2009, 14(1): 1-4.
- [9] 黄庆享, 刘文岗. 近浅埋煤层大采高矿压显现规律实测研究[J]. 矿山压力与顶板管理, 2003, 20(3): 58-60.
HUANG Qingxiang, LIU Wengang. Observation on the law of strata behavior in shallow seam and high mining height face[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2003, 20(3): 58-60.
- [10] 李立波. 复杂特厚煤层大采高工作面巷道稳定性研究[D]. 西安: 西安科技大学, 2010.
- [11] 何满潮, 薛廷河, 彭延飞. 工程岩体力学参数确定方法的研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2001, 20(2): 225-229.
HE Manchao, XUE Tinghe, PENG Yanfei. A new way of determining mechanical parameters of engineering rock masses[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2001, 20(2): 225-229.
- [12] 田国荣, 张保平. 岩石力学实验数据处理分析系统设计与实现[J]. 岩石力学与工程学报, 2000, 19(增刊 1): 1065-1067.
TIAN Guorong, ZHANG Baoping. Design and accomplishment of data interpretation for rock mechanics testing[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2000, 19(Sup 1): 1065-1067.
- [13] 张伟, 来兴平, 漆涛, 等. 急斜特厚煤层动力学失稳现场声发射监测[J]. 西安科技大学学报, 2011, 31(3): 253-255.
ZHANG Wei, LAI Xingping, QI Tao, et al. Acoustic emission monitoring for dynamic destabilization of heavy and steep coal seam[J]. Journal of Xi'an University of Science & Technology, 2011, 31(3): 253-255.
- [14] LAI Xingping, CAI Meifeng, XIE Mowen. In-situ monitoring and analysis of rock mass behavior prior to collapse of the main transport roadway in Linglong gold mine, China[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Science, 2006, 43(4): 640-646.
- [15] 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: 20-43.