

DOI: 10.11779/CJGE201809019

# 深井富水工作面“动—静”应力效应 诱发冲击地压机理研究

李 东<sup>1</sup>, 姜福兴<sup>1</sup>, 陈 洋<sup>1</sup>, 舒凑先<sup>1</sup>, 田昭军<sup>2</sup>, 王 永<sup>2</sup>, 王维斌<sup>2</sup>

(1. 北京科技大学土木与环境工程学院, 北京 100083; 2. 山东省郓城煤矿, 山东 菏泽 274700)

**摘 要:** 冲击地压的发生是一个多因素诱发的结果。以郓城煤矿 1301 工作面为工程背景, 研究“动—静”应力效应诱发的 (“动”指工作面回采时, 上覆岩层运动对前方煤体施加超前支承压力及扰动; “静”指水仓突水后, 煤层上方相当于开采一个解放层, 突水区域上覆岩层部分应力向周边转移, 使突水区域周边的静应力升高) 新型冲击地压发生的机理, 本文采用理论分析、现场监测、工程试验、数值模拟等方法研究了冲击地压发生的应力来源、突水造成的煤体岩性改变特征、工作面回采的动态影响等, 得出以下结论: ①突水打破了原岩应力平衡, 使其周边煤体静应力升高, 这是冲击地压发生的静应力来源。②煤体浸水 30 天, 使煤体的强度大幅降低, 使其在同等应力作用下增大了“蠕变”冲击发生的风险。③1301 工作面回采, 超前支承压力是发生冲击地压的动应力来源; 超前支承压力与高静应力叠加, 增大了应力的集中程度, 再加上上覆岩层对高应力集中区的动态扰动, 使冲击地压发生的风险进一步加大。该方法对于富水工作面的防冲评价具有重要的参考意义。

**关键词:** 冲击地压; 支承压力; 静应力; 浸水

中图分类号: TU47

文献标识码: A

文章编号: 1000-4548(2018)09-1714-09

**作者简介:** 李 东(1985-), 男, 博士, 主要从事矿山压力方面的研究工作。E-mail: lidong20150041@163.com。

## Mechanism of rockburst induced by “dynamic-static” stress effect in water-rich working face of deep well

LI Dong<sup>1</sup>, JIANG Fu-xing<sup>1</sup>, CHEN Yang<sup>1</sup>, SHU Cou-xian<sup>1</sup>, TIAN Zhao-jun<sup>2</sup>, WANG Yong<sup>2</sup>, WANG Wei-bin<sup>2</sup>

(1. School of Civil and Environmental Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China; 2. Yuncheng

Coal Mine, Heze 274700, China)

**Abstract:** The occurrence of rockburst is a result of multi-factor induction. Taking coal face No. 1301 of Yuncheng Coal Mine as the engineering background, the mechanism of new rockburst induced by the “dynamic-static” stress effect is investigated (“dynamic” refers to that during mining of the working face, the movement of the overlying strata applies advanced support pressures and disturbance on the coal body in front of them; “static” refers to that after water inrush of the water storehouse, the part above the coal seam is equivalent to mining a liberated layer, and part of the stresses on the overlying strata transfers to the surrounding in the water inrush areas, and makes the static stress surrounding the water inrush areas increase). The stress source of rockburst, the lithological change characteristics of coal body caused by inrush water and the dynamic influence of mining face are studied by using theoretical analysis, field detection, engineering tests and numerical simulation. The following conclusions are drawn: (1) The inrush water breaks the stress balance of the original rock and causes high static stress around it, which is the static stress source of rockburst. (2) After 30 days of soaking, the strength of coal is greatly reduced, which increases the risk of rockburst under the same stress. (3) For mining of working face No. 1301, the advanced support pressure is the source of dynamic stress of rockburst. The superposition of advanced bearing pressure and high static stress increase the concentration of stress, and the dynamic disturbance of overlying strata to high-stress concentration areas further increases the risk of rockburst. The proposed method is of important reference significance for the anti-impact evaluation of water-rich working face.

**Key words:** rockburst; abutment pressure; static-stress; immersion water

## 0 引 言

目前, 中国千米埋深的矿井近 50 处, 自重应力本

收稿日期: 2018-02-09

身就大, 再加上断层、相变带、褶曲、采动等影响, 煤体的当量采深会更大, 冲击地压的风险进一步加大。对于千米深井富水工作面而言, 比如新巨龙煤矿, 工作面在回采前先对工作面进行放水, 在放水的过程中, 放水区域周边应力出现增高现象, 随着放水量的增加, 应力也相应的增加, 部分区段出现应力超标预警现象, 表明疏水也会引起应力集中现象。本文所研究的郅城煤矿是一个新建矿井, 1301 工作面为首采工作面, 煤层厚度大、埋深大、表土层厚等特点, 建井初期就发生了三次严重的冲击地压事故, 造成大面积的冒顶跨帮, 超前支架被损坏, 幸好没有造成人员伤亡。

国内外在采场覆岩空间结构<sup>[1-3]</sup>、采动应力分布规律<sup>[4-6]</sup>、冲击地压的分类与危险性评价方面<sup>[7-10]</sup>、支承压力的计算方面<sup>[11-14]</sup>做了大量的研究, 但对深井富水工作面“动—静”应力效应诱发冲击地压机理研究很少, 由于煤体浸水后, 煤体的强度大幅降低, 浅部煤体甚至出现泥化现象, 布置在巷道两边的浅孔应力计很难监测到应力的变化情况, 是一种非常“隐秘”的冲击地压类型。本文以郅城煤矿 1301 工作面为工程背景, 着力研究深井富水工作面“动—静”应力效应诱发冲击地压机理、突水时静应力的加载机制、回采时动应力的加载机制, 并提出了冲击地压发生的力学判据、阻抗对巷道破坏程度的力学判据, 揭示了“动—静”应力效应诱发新型冲击地压发生的机理, 使该类冲击地压的预测和防治工作更有针对性。

## 1 突水诱发冲击地压事故案例分析

### 1.1 事故概况

2017 年 1 月 8 日早班, 郅城 1301 工作面停产检修, 11 时 16 分, 防冲跟班人员汇报防冲监控中心, 1301 轨顺巷标 295 m 位置发生冲击, 此时工作面推进距离为 152 m, 冲击位置距工作面的距离为 90~143 m, 其中距工作面 118~143 m 冲击较为严重, 该处制冷机落地、顶板不同程度破坏。经现场再次排查, 巷标 242~295 m 段不同程度破坏。其中巷标 270~295 m 区段破坏较严重, 主要表现为巷道局部冒顶、收缩严重, 且帮部漏网、片帮, 部分区域锚杆被整体弹出, 锚索被截断; 巷标 242~270 m 区段巷道顶板下沉 0.2~0.5 m 不等, 两帮收缩约 1 m; 其余区段变化较小。具体破坏情况见图 1 所示。



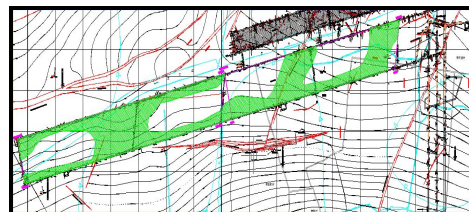
图 1 郅城煤矿 1301 工作面巷道冲击现场

Fig. 1 Site photos of roadway destruction in working face No. 1301 of Yuncheng Coal Mine

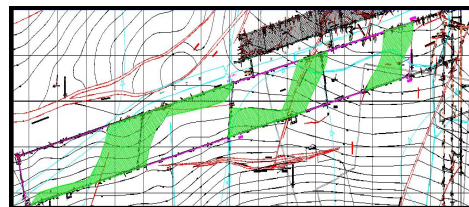
### 1.2 1301 工作面顶板含水区域分布情况

根据现场资料: 郅城煤矿 1301 工作面平均埋深约 900 m, 倾向长度 220 m, 3<sub>煤</sub> 层平均厚度 6.71 m, 采用综合机械化放顶煤开采。

根据三维电法勘探结果, 1301 工作面 3<sub>煤</sub> 顶板上 0~60 m 砂岩地层富水区域面积达到 34 万 m<sup>2</sup>, 分布面积较广, 约占工作面总面积的 44.7%; 3<sub>煤</sub> 顶板上 60~120 m 砂岩富水区总面积 25 万 m<sup>2</sup>, 具体见图 2 所示。



(a) 1301 工作面顶板上 0~60 m 砂岩富水分布平面图



(b) 1301 工作面顶板上 60~120 m 砂岩富水分布平面图

图 2 1301 工作面顶板上 0~120 m 砂岩富水分布平面图

Fig. 2 Distribution plan of sandstone in 0~120 m of working face No. 1301

### 1.3 顶板水压及突水区域周边应力的变化情况

1301 工作面水仓附近布置#1、#2、#3 三个水压监测站, 工作面突水前水压约为 0.8 MPa, 突水后顶板含水层的水压大幅降低, 具体由图 3 所示。

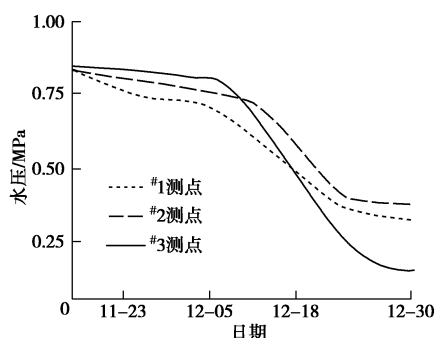


图 3 轨道顺槽不同测点水压变化曲线

Fig. 3 Change of water pressure at different measuring points of track cistern

突水区域位于工作面前方, 煤体上方存在 0~120 m 厚的含水层, 该区域突水之后, 水压降低, 相当于在该区域开采了一个“类保护层”(相当于开采了一个解放层), 突水区域的应力降低, 并且将上覆岩层的部

分应力转移至周边煤体,使周边煤体的应力升高。具体如图4所示。

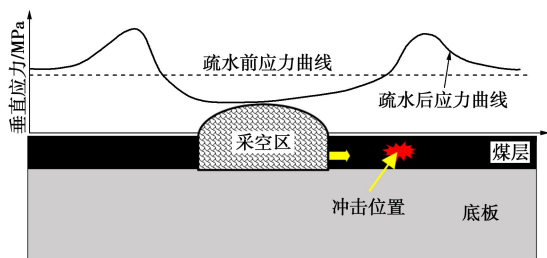


图4 顶板突水对应力分布影响示意图

Fig. 4 Effect of water inrush on stress distribution

#### 1.4 微震监测分析

突水区域上覆岩层的应力向两边传递,造成其周边应力升高。当工作面回采时,工作面超前支承压力与突水区域周边形成的应力集中区应力相互叠加,增加冲击地压发生的风险。微震的现场监测也能反应冲击位置应力的分布特征,如图5所示,微震事件特别是大能量事件并没有随工作面的推进而规律性前移,而是在冲击发生位置停滞不前,并且大能量事件不断在冲击地压发生位置积聚,如水仓下部黑色椭圆区域所示,随着工作面的不断推进,冲击位置支承压力集中程度越来越高,动压扰动越来越大,当支承压力达到煤体强度的破坏极限时,产生了大能量的微震事件,并酿成冲击地压事故。

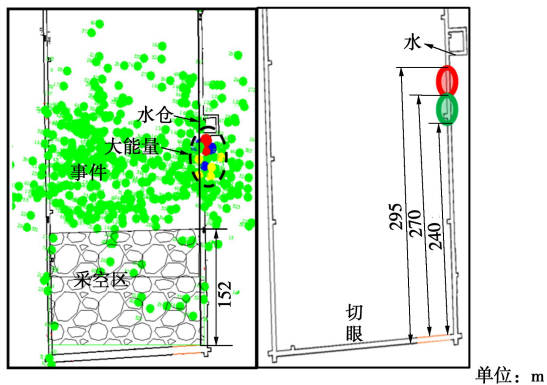


图5 微震事件及冲击位置分布示意图

Fig. 5 Schematic diagram of microseismic events and distribution of impact location

## 2 冲击地压发生的机理分析

巷道发生冲击地压应满足3个条件,①煤体处于高应力分布区,且处于极限平衡状态。②煤体在受到外部应力的扰动条件下发生失稳。③巷道支护和围岩自身的强度不足以抵抗冲击波,巷道支护和围岩自身的平衡被打破,进而发生冲击地压。

#### 2.1 水仓突水原因分析

水仓煤柱为 $20\text{ m} \times 20\text{ m}$ 的方形煤柱,卸压钻孔的深度正好将其打穿,在对水仓煤柱进行反复卸压的过程中,经岩心取样发现,水仓及周边 $20\text{ m}$ 范围内煤体已泥化,完全失去了承载能力,即类似于在 $40\text{ m} \times 40\text{ m}$ 范围内开采一个小工作面,小工作面正处于“见方”位置,其上部的岩层发生运动,致使煤层上方富水岩层产生裂隙,含水岩层裂隙进一步扩展至贯通,进而发生突水事故,突水量达 $52\text{ 万 m}^3$ ,将水仓及附近巷道全部淹没。巷道浸水具体情况如图6所示。

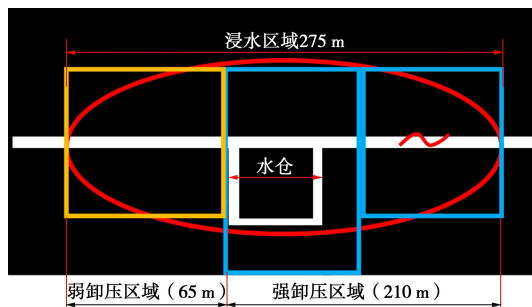


图6 巷道浸水区域示意图

Fig. 6 Schematic diagram of roadway flooding area

#### 2.2 卸压不均造成应力集中的机理分析

水仓两边采区两种不同的卸压方式:如图6所示,弱卸压区域采取钻孔深度为 $20\text{ m}$ ,钻孔密度为 $5\text{ m}$ 进行卸压,强卸压区域采取钻孔深度为 $20\text{ m}$ ,钻孔密度为 $1\text{ m}$ 进行强卸压,长度为 $a$ 和 $b$ 的区域卸压后,假定未受采动影响的大范围煤岩视为刚性体,煤柱简化为等效弹簧,高位岩梁的两端固支在刚性岩体,底部煤柱弹簧在竖直方向上受力变形,并与岩梁一同变形,系统失稳前保持相对的稳定,其中 $a$ 区域弹性刚度大于 $b$ 区域的弹性刚度,简化力学模型见7所示,由于水仓两端顶板所受的作用反力 $a$ 区域大于 $b$ 区域,由此可知顶板岩层下沉的挠度 $a$ 区域小于 $b$ 区域,势必造成顶板岩层台阶式下沉,造成弱卸区应力集中,增加弱卸区冲击的风险。

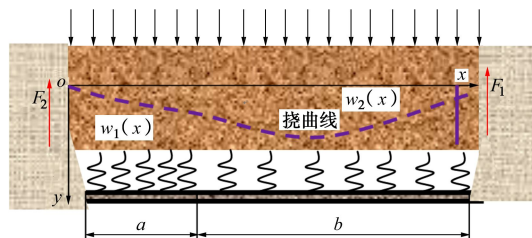


图7 顶板岩层—卸压煤体协同变形系统简化模型

Fig. 7 Simplified model for co-deformation system of roof strata-unloading coal body

#### 2.3 冲击地压发生的岩性因素分析

突水后,巷道淹没时间达 $30\text{ d}$ ,为了研究煤体浸



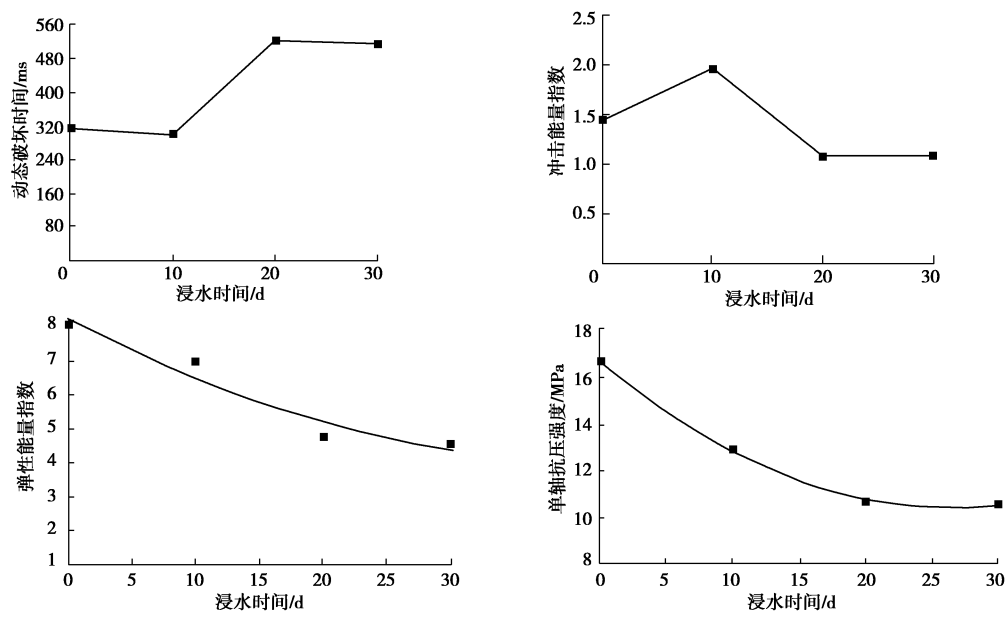


图 8 煤体岩性与浸水时间变化示意图

Fig. 8 Change of lithology of coal body with immersion time

水后岩性（动态破坏时间、冲击能量指数、弹性能量指数、单轴抗压强度）的变化情况，在浸水区域不同位置取岩心进行力学实验测试，具体实验结果如图 8 所示。

由图 8 可知，煤样试件在自然状态和不同浸水时间条件下，4 个冲击倾向指标的测试结果，并遵照 GB/T 25217.2—2010 判定其冲击倾向性。结合表 1 中的评判结果可以得出，煤层浸水对煤层的冲击倾向性存在一定的影响，浸水时间的不同，其冲击倾向性的变化亦不同，郓城煤矿 3 煤层试样在自然状态下为弱（偏强）冲击倾向性的煤样，在浸水 10 d 时，动态破坏时间与冲击能量指数的冲击倾向性有所增强，弹性能量指数和单轴抗压强度的冲击倾向性有所降低，其综合评判结果仍为弱（偏强）冲击倾向性，在浸水 20 d 时，3 煤层试样冲击倾向性的综合评判结果仍为弱冲击倾向性，但 4 个指标的冲击倾向性均显著降低，在浸水 30 d 时，3 煤层试样部分指标的冲击倾向性持续降低，但整体来说其冲击倾向性较浸水 20 d 后变化较小，浸水 30 d 时，煤体基本上达到了饱水状态，其综合评判结果仍为弱冲击倾向性。冲击倾向性试验判定煤体为弱冲击倾向性，并不能代表煤体没有冲击，也不能说明煤体冲击危险性强度，更无法判定指定区域的冲击危险性，冲击倾向性只是宏观的判定煤层冲击风险的趋势，精确判定煤体的冲击危险性，与围岩岩性、应力分布、开采条件、布置方式等密切相关，是综合因素的一个整合。但浸水区域煤体的强度大幅降低，在相同应力作用下，冲击倾向性指数  $I_c = \sigma / [\sigma_c]$  比值大幅增加，煤体冲击地压发生的风险大幅增加。

表 1 煤样试件不同浸水时间的冲击倾向性

Table 1 Impact of different water immersion time for coal samples

样别 项目	动态破 坏时间 DT/ms	冲击能 量指数 /KE	弹性能 量指数 /WET	单轴抗压 强度 $R_c$ /MPa	综合评 判结果
自然状态	316	1.45	8.10	16.71	弱
浸水 10 d	302	1.97	6.99	12.94	弱
浸水 20 d	525	1.09	4.75	10.73	弱
浸水 30 d	516	1.10	4.58	10.01	弱

2.4 冲击地压发生的力学作用机理

综合分析此类事故，其主要原因是冲击地压发生位置存在较高的应力集中。冲击地压区域不仅受到自重应力，还受到突水区域上覆岩层传递的侧向支撑压力，这些应力向周边传递，形成一个突水区域周边应力集中区。工作面进行回采时，当工作面推进至一定距离时，工作面超前支承压力与突水形成的集中应力叠加，使冲击位置的应力进一步增强，冲击风险加大。由于工作面回采是一个动态的推进过程，采空区上覆岩层对工作面前方煤体的作用也是一个自下而上动态加载过程，高应力区在受到强扰动条件下，冲击发生的风险极大。

总结上述冲击地压发生的机理，得出引发冲击的主要因素有：①采深；②突水使周边煤体出现应力集中区；③煤体浸水 30 d，煤体的动态破坏时间变长，冲击能量指数、弹性能量指数、单轴抗压强度大幅降低；④工作面回采时，超前支承压力与突水引起的应力集中区叠加，导致应力进一步增大；⑤工作面回采时，采空区岩层动态加载，对高应力区产生强扰动。

此类冲击地压是一种典型的突水相当于开采一个



解放层,使突水区域上覆岩层的应力向周边转移,造成周边煤体形成应力集中区,即高静应力加载。煤体浸泡30 d,煤体的单轴抗压强度从16.71 MPa降低至10.01 MPa,使煤体在同等应力作用下,冲击倾向性指数大幅增加,即低强度。工作面回采时,超前支承压力与突水形成的高应力进行叠加,即动应力加载。采空区上覆岩层的运动是一个动态加载过程,增大了高应力集中区冲击风险,即强扰动。因此郅城煤矿1301工作面冲击地压可概括为“动—静”应力诱发型冲击地压。

### 3 冲击地压发生的“静—动”应力加载机制

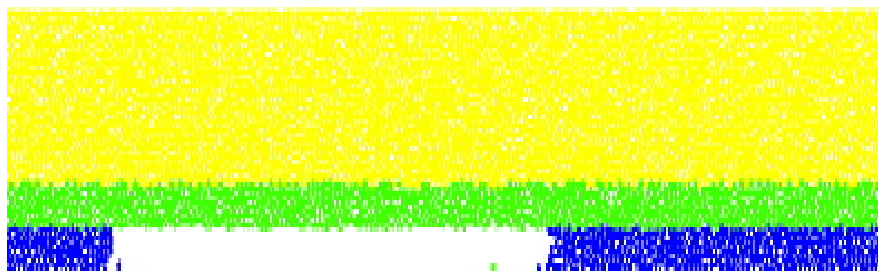
通过上边的分析可知,冲击地压发生的应力主要来源于突水使其上覆岩层的应力向周边煤体转移的高静应力 $\sigma_j$ ;另一个是1301工作面回采时,工作面超前支承压力的动应力 $\sigma_d$ 。静应力 $\sigma_j$ 和动应力 $\sigma_d$ 叠加后的总应力 $\sigma$ 决定了煤体冲击地压发生的破坏程度。煤体所受的总应力 $\sigma$ 可表示为

$$\sigma = \sigma_j + n\sigma_d,$$

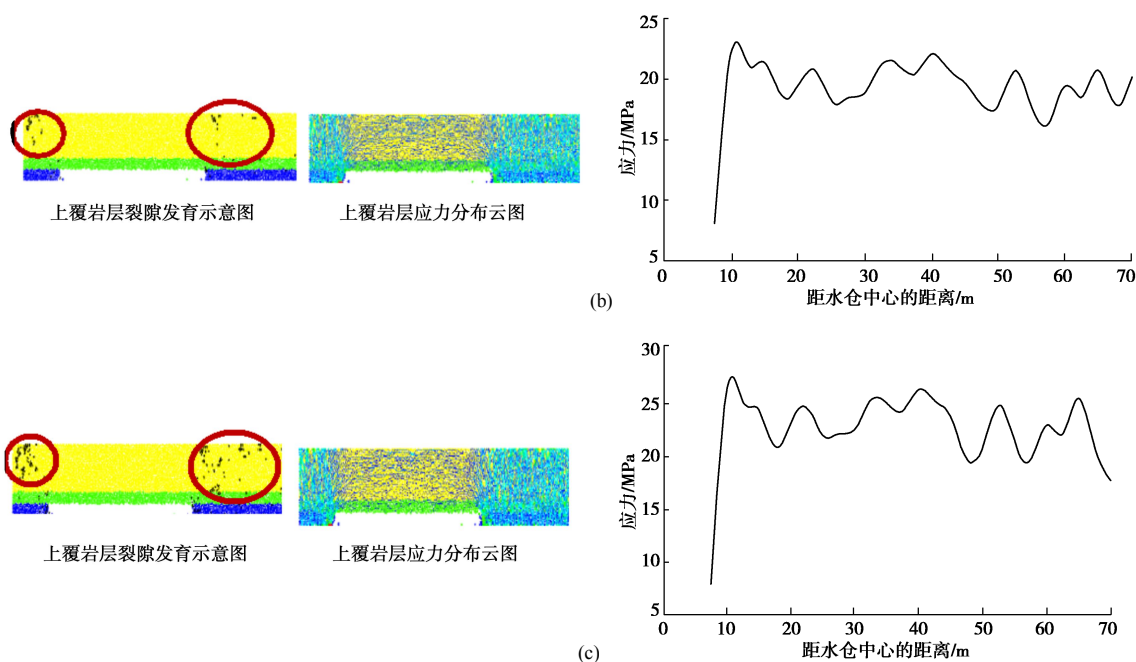
式中, $n$ 为动应力系数,取值1.0~1.5。

#### 3.1 高静应力加载机制

为研究顶板岩层突水诱发周边煤体应力重新分布规律,现采用PFC模拟突水量—高位岩层运动对周边煤体的加载过程,根据现场顶板水压的监测,突水量越大,水压越小,当突水量达到一定值后,水压区域稳定;含水层对上覆岩层的反作用力随着突水量的增加而减小,因此假设突水的过程相当于开采一定范围的解放层。在此假设的基础上,作PFC模拟,模型的大小:长 $\times$ 宽 $\times$ 高=300 m $\times$ 1 m $\times$ 100 m,图9(a)为上覆含水层处于原始状态时,围岩处于应力平衡状态;由图9(b)~(f)可知,裂隙发育的集中程度越来越高,裂隙发育的高度约为100 m,应力的加载是一个动态演化的过程,应力的集中程度越来越高,当突水量达到一定的值后,裂隙发育基本稳定,应力云图在较小的范围内波动,高位岩层对周边煤岩体的加载趋于稳定,周边煤体的最大应力达到50 MPa,最小应力为32 MPa,平均应力为41 MPa。



(a) PFC 模拟顶板含水层未突水时围岩应力处于平衡状态



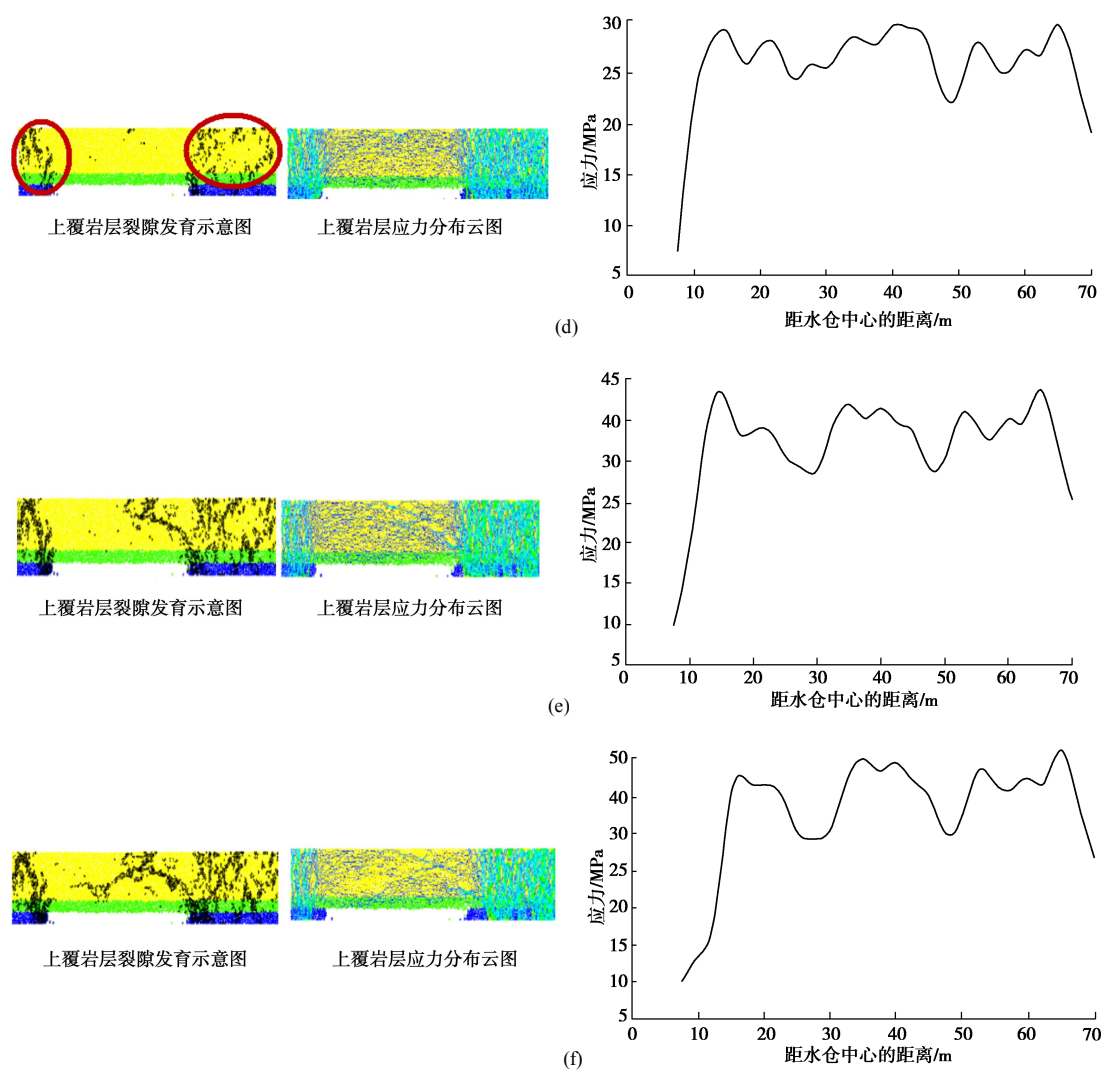


图 9 突水量—裂隙发育—周边应力分布关系示意图

Fig. 9 Relationship between water flow and stress distribution

3.2 动应力加载机制

冲击地压发生时，回采工作面距冲击地压发生位置的最小距离为90 m，最大距离为153 m，为探究工作面回采时，工作面上覆岩层运动超前影响范围，采用PFC模拟，为了更好与现场实际拟合，模拟尺寸与实际研究范围采用1：1的比例进行模拟，模型尺寸长×宽×高=500 m×1 m×350 m，具体如图10所示。

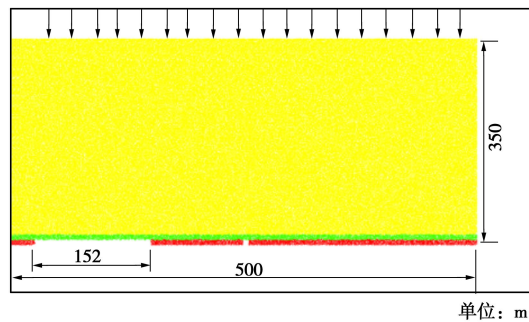


图 10 PFC 模拟工作面超前支承压力影响范围初始图

Fig. 10 Initial diagram of influence range of advanced bearing pressures on working face simulated by PFC

工作面推进至152 m，当上覆岩层运动达到动态稳定时，由图10（a）所示，距离工作面0~30 m为塑性区，由图10（b）可知，在距离工作面0~30 m，裂隙集中发育，形成塑性区，由此可以解释图10（c）0~30 m范围处于低应力区。由图10（a）可知，距工作面30~160 m范围为高应力分布区，与其相对应的图10（b）距工作面30~160 m范围有一条大的裂隙发育带，与高应力分布区相吻合；由图10（c）可知，距工作面30~160 m为高应力分布区，与应力云图高应力分布区、裂隙发育带的位置基本吻合。

此可以断定，距工作面90~153 m位置正处于回采工作面强烈动压扰动区，工作面超前支承压力的高应力分布区恰好与突水引起的周边煤体应力集中区叠加，使该区域的应力集中程度更高，发生冲击的风险更大。

3.3 冲击地压发生的力学判定

水仓附近为纯煤巷冲击，煤体经过温水浸泡 30 天之后，煤体的单轴抗压强度由原来的 $[\sigma_c]=16.71$  降

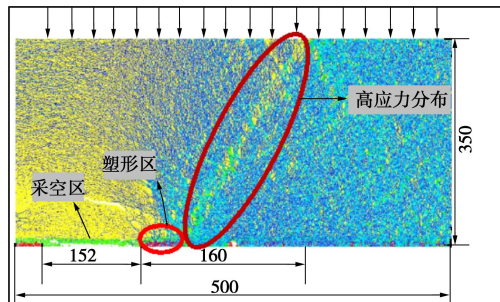
为 $[\sigma_{cl}]=10.01$ , 冲击危险性指数 $I_c$ 进行判定:

(1) 煤体浸水前冲击倾向性指数 $I_c$

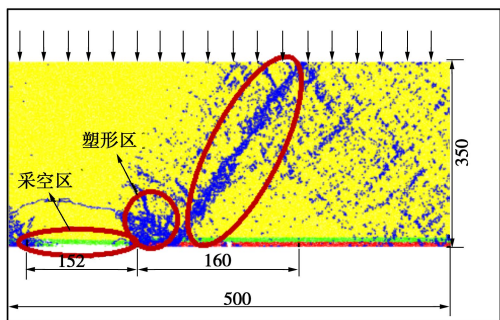
冲击地压发生前, 冲击区域的应力主要来自于1301工作面超前支承压力和自重应力, 由图11(c)可知, 冲击区域应力的平均值 $\sigma_z$ 为35 MPa, 由此可得该区域的冲击倾向性指数:

$$I_c = \frac{\sigma_z}{[\sigma_c]} = \frac{35}{16.71} = 2,$$

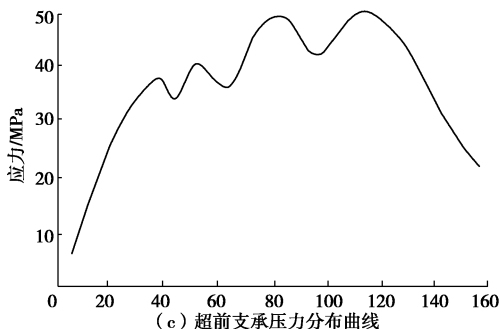
式中,  $\sigma_z$ 为煤体浸水前所受的应力。



(a) 应力分布云图



(b) 裂隙发育云图 单位: m



(c) 超前支承压力分布曲线

图11 工作面采空区上覆岩层超前影响范围模拟示意图

Fig. 11 Simulation of overlying strata in working face goaf

(2) 煤体浸水后冲击倾向性指数 $I_{cl}$

煤体浸水之后, 单轴抗压强度降低, 此时冲击区域不仅受到1301工作面超前支承压力和自身重力的影响, 同时还受到因突水引起的周边煤体增加应力的影响, 高静应力在冲击区域分布的平均应力为41 MPa, 1301工作面超前支承压力在冲击区域分布的平均应力为35 MPa, 冲击区域的总应力 $\sigma_{z1}$ 为76 MPa, 由此

可得出煤体浸水后冲击倾向性指数:

$$I_{cl} = \frac{\sigma_{z1}}{[\sigma_{cl}]} = \frac{76}{10.01} = 7.59,$$

式中,  $\sigma_{z1}$ 为煤体浸水后所受的总应力,  $[\sigma_{cl}]$ 为煤体浸水后的单轴抗压强度。

由冲击区域的应力函数可知, 煤体浸水前, 煤体的冲击倾向性指数为2, 属于中等冲击危险性; 煤体浸水30天后, 煤体的冲击倾向性指数为 $7.59 \gg 2.5$ , 属于强冲击危险性。由此可以断定, 煤体浸水后, 距工作面90~160 m范围内极易发生冲击, 与现场冲击位置基本吻合。

### 3.4 巷道破坏程度的力学判定

对于近千米深井而言, 假设地下工程断面为圆形, 其半径为 $a$ ; 原岩应力各向都等压, 且为 $p_1$ ; 巷道内边界等效均布支护抗力为 $p_2$ ; 设围岩为均质的流变岩体。

对于平面轴对称问题而言, 根据 $\varepsilon_v = 0$ 的假设, 并由几何方程可得

$$u = c/r, \quad (1)$$

式中,  $c$ 为积分常数。

对于平面应变问题, 则有

$$\begin{cases} \sigma_i = \frac{\sqrt{3}}{2}(\sigma_\theta - \sigma_r) \\ \varepsilon_i = \frac{\sqrt{2}}{3}[(\varepsilon_\theta - \varepsilon_r)^2 + \varepsilon_r^2 + \varepsilon_\theta^2]^{\frac{1}{2}} \end{cases} \quad (2)$$

将式(2)代入应变常态方程可得

$$\sigma_\theta - \sigma_r = \frac{2^{m+1} c^m A_0}{3^{\frac{m+1}{2}} r^{2m} \left[ 1 + \delta \left( \frac{t}{T} \right)^\alpha \right]} \quad (3)$$

对于平面问题而言, 轴对称问题的平衡方程为

$$\frac{d\sigma_r}{dr} + \frac{\sigma_r - \sigma_\theta}{r} = 0 \quad (4)$$

由式(3)、(4)并根据边界条件 $\sigma_r|_{r=a} = p_2$ 和

$\sigma_r|_{r=\infty} = p_1$ , 可求得围岩应力分布和位移计算公式为

$$\begin{cases} \sigma_r = p_1 - \frac{a^{2m}}{r^{2m}}(p_1 - p_2) \\ \sigma_\theta = p_0 + (2m-1) \frac{a^{2m}}{r^{2m}}(p_1 - p_2) \\ \mu = \frac{a^2}{2r} \left\{ 3^{\frac{m+1}{2}} \left[ 1 + \delta \left( \frac{t}{T} \right)^\alpha \right] \frac{m(p_1 - p_2)}{A_0} \right\}^{\frac{1}{m}} \end{cases} \quad (5)$$

式中  $t$ ,  $T$ 为试验参数;  $A_0$ 为围岩变形系数(MPa);  $m \leq 1$ 为变硬化系数;  $\mu$ 为围岩位移量。

巷道支护在深孔卸压之后, 首先煤体的整体性受



到破坏, 煤体自身的阻抗能力大幅降低; 其次巷道采取深孔卸压之后, 巷道围岩塑形圈扩大, 巷道支护的有效性降低; 再次, 当巷道受到采动影响时, 巷道围岩裂隙进一步发育, 自身阻抗能力进一步降低, 巷道支护的有效性进一步减弱。由此可知, 当巷道围岩阻抗降低时, 巷道围岩的位移量增大, 巷道变形就越大, 当巷道变形达极限破坏强度时, 支护失效, 阻抗急剧降低, 冲击地压发生时, 巷道破坏程度大。

## 4 防冲措施

### (1) 增加卸压孔的深度

根据现场探孔监测可知, 浸水区域 0~15 m 范围, 煤体基本上已成为泥状, 该区段不存在应力集中现象, 原卸压孔的深度为 20 m, 基本上起不到卸压的作用, 因此, 该区段卸压孔的深度设计为 35 m, 使该区域的高应力进一步向深部转移。

### (2) 增加支护强度

冲击地压发生后, 根据现场观测, 冲击区域大部分锚杆被整体拔出, 锚索的托盘基本上失去了固定的作用, 原支护方案已经满足不了防冲的需要, 因此, 该区域应加强锚索+十字钢带支护。

### (3) 加强超前支护

巷道两边各增加一排单元支架, 防止冒顶事故的发生。

### (4) 加强监测

在超前支承压力区内, 应当在巷道内安装应力在线监测系统, 对巷道内的应力变化进行实时监测, 若发现应力再次升高并达到预警值, 应当进行应力解围。

## 5 问题与讨论

“突水—冲击”型复合动力灾害为新型的冲击地压类型, 突水打破了覆岩的原岩应力平衡, 使周边煤体的应力升高, 同时突水卸改变了煤体的岩性, 特别是煤体的单轴抗压强度, 使煤体的单轴抗压强度大幅降低, 再加上超前支承压力与突水形成了集中应力叠加, 增大了冲击的风险, 另外工作面回采造成的上覆岩层运动队高应力区的强扰动, 进一步增加了冲击地压发生的风险, 这类冲击地压是一种很“隐秘”的冲击地压类型, 事故表明(可应用于评价和防治):

(1) 评价富水工作面冲击危险区域和危险性时, 需要考虑突水对煤岩体岩性的影响。

(2) 根据考虑富水因素的评价结果, 实施卸压、支护等防冲工程。

(3) 围岩为煤体、特别有顶煤时, 矿井水将弱化煤体强度, 更易在震动中冒落而引起事故。

(4) 富水工作面水对锚网腐蚀严重, 在有冲击危险的区域, 必须采用强度较高的金属网和锚杆锚索, 慎用双抗网等低强度材料。

(5) 卸压必须到位, 满足“低密度”和“低应力”要求, “低密度”要求合理的布置钻孔之间的距离; “低应力”要求卸压要充分。

## 6 结 论

(1) 突水造成顶板含水层水压的降低, 进而减小了含水层对其上岩层的反作用力, 原应力平衡被打破, 使突水区域周边产生应力集中区, 即高静应力, 高静应力是冲击地压发生的主要应力来源。

(2) 煤体浸水 30 d 之后, 煤体的岩性发生重大改变, 特别是煤体的单轴抗压强度由原来的 16.71 MPa 减小至 10.01 MPa, 使煤体在同等应力作用下, 增加了冲击地压发生的风险。

(3) 1301 工作面回采时, 冲击地压发生的位置距工作面 90~152 m, 而超前支承压力的影响范围为 160 m, 冲击区域受到超前支承压力的动态影响, 即动应力影响, 动应力是冲击地压发生的又一应力来源, 是冲击地压发生的主要诱发因素。

(4) 本文的研究成果可应用于富水工作面冲击危险性评价。

### 参考文献:

- [1] 姜福兴. 采场覆岩空间结构观点及应用研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(1): 30 - 33. (JIANG Fu-xing. Viewpoint of spatial structures of overlying strata and its application in coalmine[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(1): 30 - 33. (in Chinese))
- [2] 史 红, 姜福兴. 充分采动阶段覆岩多层空间结构支承压力研究[J]. 煤炭学报, 2009, 34(5): 605 - 609. (SHI Hong, JIANG Fu-xing. The dynamic abutment pressure rule of overlying strata spatial structures at the phases sub-critical mining[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(5): 605 - 609. (in Chinese))
- [3] 姜福兴, 杨淑华. 采场覆岩空间破裂与采动应力场的微震探测研究[J]. 岩土工程学报, 2003, 25(1): 23 - 25. (JIANG Fu-xing, YANG Shu-hua. Microseismic monitoring study on spatial structure of overlying strata and mining pressure field in longwall face[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2003, 25(1): 23 - 25. (in Chinese))
- [4] 宋振骐, 卢国志, 夏洪春. 一种计算采场支承压力分布的新算法[J]. 山东科技大学学报(自然科学版), 2006, 25(1): 1 - 4. (SONG Zhen-qi, LU Guo-zhi, XIA Hong-chun. A new

- algorithm for calculating the distribution of face abutment pressure[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology (Natural Science), 2006, **25**(1): 1 - 4. (in Chinese))
- [5] 夏永学, 蓝航, 毛德兵, 等. 基于微震监测的超前支承压力分布特征研究[J]. 中国矿业大学学报, 2011, **40**(6): 868 - 873. (XIA Yong-xue, LAN Hang, MAO De-bing, et al. Study of the lead abutment pressure distribution base on microseismic monitoring[J]. Journal of Chian University of Mining & Technology, 2011, **40**(6): 868 - 873. (in Chinese))
- [6] 刘金海, 姜福兴, 王乃国, 等. 深井特厚煤层综放工作面支承压力分布特征的实测研究[J]. 煤炭学报, 2011, **36**(增刊1): 18 - 22. (LIU Jin-hai, JIANG Fu-xing, WANG Nai-guo, et al. Survey on abutment pressure distribution of fully mechanized caving face in extra-thick coal seam of deep shaft[J]. Journal of China Coal Society, 2011, **36**(S1): 18 - 22. (in Chinese))
- [7] 齐庆新, 欧阳振华, 赵善坤, 等. 我国冲击地压矿井类型及防治方法研究[J]. 煤炭科学技术, 2014, **42**(10): 1 - 5. (QI Qing-xin, OUYANG Zhen-hua, ZHAO Shan-kun, et al. Study on types of rockburst mine and prevention methods in China[J]. Coal Scienceand Technology, 2014, **42**(10): 1 - 5. (in Chinese))
- [8] 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 Jun-feng, NING Yu, MAO De-bing, et al. Theory of rockburst start-up during coal mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, **31**(3): 586 - 596. (in Chinese))
- [9] 张开智, 夏均民. 冲击危险性综合评价的变权识别模型[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, **23**(20): 3480 - 3483. (ZHANG Kai-zhi, XIA Jun-min. Weight-variable identification model of comprehensive evaluation on burst liability of coal[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, **23**(20): 3480 - 3483. (in Chinese))
- [10] 刘金海, 姜福兴, 冯涛. C型采场支承压力分布特征的数值模拟研究[J]. 岩土力学, 2010, **31**(12): 4011 - 4015. (LIU Jin-hai, JIANG Fu-xing, FENG Tao. Numerical simulation of abutment pressure distribution of C-shaped stope[J]. Rock and Soil Mechanics, 2010, **31**(12): 4011 - 4015. (in Chinese))
- [11] 刘长友, 黄炳香, 孟祥军, 等. 超长孤岛综放工作面支承压力分布规律研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, **26**(增刊1): 2761 - 2766. (LIU Chang-you, HUANG Bing-xiang, MENG Xiang-jun, et al. Research on abutment pressure distribution law of overlength isolated fully-mechanized top coal caving face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, **26**(S1): 2761 - 2766. (in Chinese))
- [12] 司荣军, 王春秋, 谭云亮. 采场支承压力分布规律的数值模拟研究[J]. 岩土力学, 2007, **28**(2): 351 - 354. (SI Rong-jun, WANG Chun-qiu, TAN Yun-liang. Numerical simulation of abutment pressure distribution laws of working faces[J]. Rock and Soil Mechanics, 2007, **28**(2): 351 - 354. (in Chinese))
- [13] 伍永平, 高喜才, 解盘石, 等. 坚硬特厚煤层顶分层综采工作面支承压力分布特征研究[J]. 矿业安全与环保, 2010, **37**(4): 8 - 10. (WU Yong-ping, GAO Xi-cai, XIE Pan-shi, et al. Research on abutment pressure distribution law in fully mechanized caving face on top slice of hard and very thick seam[J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2010, **37**(4): 8 - 10. (in Chinese))
- [14] 姜福兴, 马其华. 深部长壁工作面动态支承压力极值点的求解[J]. 煤炭学报, 2002, **27**(3): 273 - 275. (JIANG Fu-xing, MA Qi-hua. Mechanical solution of the maximum point of dynamic abutment pressure under deep long-wall working face[J]. Journal of China Coal Society, 2002, **27**(3): 273 - 275. (in Chinese))