

# 综采工作面复合顶板失稳机理及深孔注浆控制技术

边 强<sup>1</sup>, 金煜皓<sup>2</sup>

(1. 山西晋煤集团赵庄煤业有限责任公司, 山西 长治 046605; 2. 中国矿业大学 力学与土木工程学院, 江苏 徐州 221116)

**摘 要:**为解决复杂地质条件下的大采高综采工作面的顶板与煤壁稳定问题,采用数值模拟分析了综采工作面煤壁的稳定性和片帮机理;在此基础上,提出了以顶板夹矸劈裂与渗透注浆加固为主、煤体渗透注浆为辅的深厚煤壁与复合顶板深孔注浆控制技术,并成功应用于工程实践。工程实践结果表明:所提出深孔注浆控制技术实现了深厚煤壁与复合顶板的全方位加固,试验区域内顶板夹矸冒落高度一般为 200~300 mm,煤壁基本无片帮现象,保证了综采工作面煤壁和顶板夹矸在回采过程中的稳定,且其运用超细水泥注浆加固成本仅为聚氨酯等化学浆液成本的 1/9。

**关键词:**综采工作面;片帮;深孔注浆;劈裂注浆

**中图分类号:**TD323 **文献标志码:**A **文章编号:**0253-2336(2018)08-0057-06

## Instability mechanism and deep hole grouting control technology of composite roof in fully-mechanized mining face

BIAN Qiang<sup>1</sup>, JIN Yuhao<sup>2</sup>

(1. Zhaozhuang Mining Limited Liability Company, Shanxi Jincheng Anthracite Mining Group, Changzhi 046605, China;

2. School of Mechanics and Civil Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China)

**Abstract:** In order to solve the problem of roof and coal wall stability of fully-mechanized mining face with large mining height under complex geological conditions, the stability of coal wall in fully-mechanized mining face was analyzed by numerical simulation. Based on this, the deep hole grouting control technology of deep coal wall and composite roof giving priority to consider the gangue splitting and seepage grouting reinforcement of roof, and then permeation grouting for the coal was proposed, which was applied in the engineering successfully. The results showed that the control technology presented realizes the relatively comprehensive reinforcement for the deep coal wall and composite roof. The falling heights of roof of 200~300 mm for the roof occur in the test area and there is little coal wall spalling phenomenon, ensuring the stability of the roof and coal wall during the stoping process. Moreover, the grouting cost using superfine cement grouts is only 1/9 of the chemical grouts such as the flexurane, which has remarkable economic benefits.

**Key words:** fully-mechanized mining face; coal wall spalling; deep hole grouting; splitting grouting

## 0 引 言

大采高综采工作面煤层整体表现质软、疏松,当遭遇构造,特别是进、出构造时以及构造影响区域内的煤、矸交界面,顶板错差大、片帮大。且当采高达到 5.5 m 以上时,将造成支架无法有效支护顶帮(支架最大支撑高度 6.2 m,当现场支架支撑高度超过

5.2 m 后,支护效果不理想),长时间空帮、空顶极易引发大面积冒顶事故<sup>[1-3]</sup>;当片帮较大时,若采用单体柱配合板梁在煤帮做临时支护,需人工进入煤帮作业,作业时间长、工作量大、极易出现人身安全事故且支护效果较差<sup>[4]</sup>。因此,确保煤岩体顶板稳定,避免发生冒顶、片帮,保障开采安全,实现煤矿高效开采是需要解决的首要问题之一<sup>[5-8]</sup>。综采工作

收稿日期:2018-01-12;责任编辑:杨正凯 DOI:10.13199/j.cnki.cst.2018.08.009

作者简介:边 强(1975—),男,河北任丘人,高级工程师,硕士,现任山西晋煤集团赵庄煤业有限责任公司总工程师。E-mail:1055871816@qq.com

引用格式:边 强,金煜皓.综采工作面复合顶板失稳机理及深孔注浆控制技术[J].煤炭科学技术,2018,46(8):57-62.

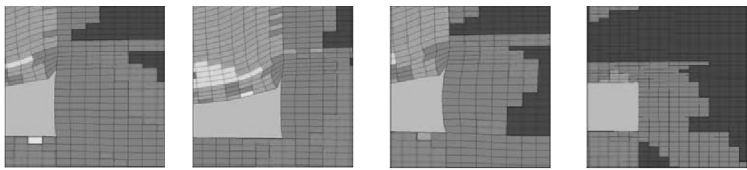
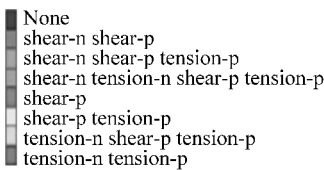
BIAN Qiang, JIN Yuhao. Instability mechanism and deep hole grouting control technology of composite roof in fully-mechanized mining face[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(8): 57-62.

面顶板与煤壁注浆加固技术是解决这一问题的有效手段,它可以将原有较为破碎的煤岩体加固成具有较高强度、完整性较好的注浆加固体,从而有效防止冒顶与片帮<sup>[9-15]</sup>。

笔者综合运用数值模拟与现场注浆加固试验相结合的手段对赵庄煤业 1307 综采工作面煤壁稳定机理及深厚煤壁与复合顶板注浆控制技术进行研究,提出了以顶板夹矸劈裂与渗透注浆加固为主、煤体渗透注浆为辅的深厚煤壁与复合顶板深孔注浆控制技术,并成功应用于工程实践。研究成果可为类似条件下煤炭安全、高效开采提供一定的理论指导与工程借鉴。

1 工程概况

赵庄煤业 1307 大采高综采工作面 3 号煤层,煤层倾角 0°~5°,平均 3°;煤层厚度 4.60~6.10 m,平均 5.36 m;工作面走向长 2 084.0 m。13071 巷起到运煤、运料及进风作用,13072 巷起回风作用。底部夹层夹矸为泥岩,以粉煤为主,顶部为煤块。煤层上部有夹矸,厚度 1.5~3.0 m。煤层可采指数为 1,变异系数 5.13%,为稳定煤层,对回采无影响。工作面回采过程中,煤层厚度大于 5.5 m 时需留底煤沿顶板回采,控制最大采高不得超 5.5 m。然而,由于回采工作面构造、变化多,且变化情况无法预计,造成突然出现大台阶、严重片帮等情况,易诱发大面积冒顶事故,严重影响开采进度。



(a) 煤层普氏系数 0.2 (b) 煤层普氏系数 0.6 (c) 煤层普氏系数 0.8 (d) 煤层普氏系数 1.0

图 1 不同煤层普氏系数煤壁塑性区分布

Fig. 1 Plastic zone distribution of coal seams with different hardness

由图 1 和图 2 可知:当煤体  $f=0.2$  时,煤壁前方煤体出现大面积的塑性破坏,破坏深度基本在 5 m 左右; $f=0.6$  时,煤壁前方煤体塑性破坏范围进一步缩小,破坏深度基本在 4.5 m 左右,破坏面积减小; $f=0.8$  时,煤壁前方煤体塑性破坏范围进一步减小,破坏深度基本在 3 m 左右; $f=1$  时,破坏深度基本在 3 m 左右,但是煤壁顶板破坏面积明显减小。随着煤层硬度的增大,塑性区面积进一步减小,片帮发生概率较大程度降低,顶板下沉状况也几乎消失,煤壁和顶板安全程度大幅增加。

2 综采工作面片帮机理分析

为揭示综采工作面的片帮机理,采用数值模拟方法分析了煤层采深、采高、液压支架支护强度、护板帮水平支护力和煤层硬度等 5 个因素对煤壁片帮程度的影响。

2.1 模型构建

参照实际工程及简化原则,设定综采工作面模型尺寸为 200 m×45 m×1 m,走向长两边各留边界 40 m,走向角度为 0°;模拟工作面长度 120 m,倾向长 1 m,倾向角度为 0°;煤层高度 5 m,顶板模拟厚度 26 m,底板模拟厚度 14 m。模型上边界距地表约 474 m,上覆岩层容重取 25 kN/m<sup>3</sup>,在模型上边界施加载荷  $\sigma_z=1.2\times10^7$  Pa。煤层普氏系数  $f=1$  时对应的弹性模量为 3.98 GPa。左右边界固定水平位移,下边界固定水平位移和垂直位移。

2.2 数值计算结果分析

1)煤层普氏系数的影响。不同普氏系数煤壁前方煤体塑性破坏状态  $f$  与煤壁最大水平位移的关系分别如图 1 和图 2 所示。

表 1 综采工作面综采参数

Table 1 Parameters of fully-mechanized mining face

煤层普氏系数	采高/m	支架支护强度/MPa	开采深度/m	推进距离/m	护板帮支护力/kN
0.2~1.0	2~6	0~1	200~800	60	100~500

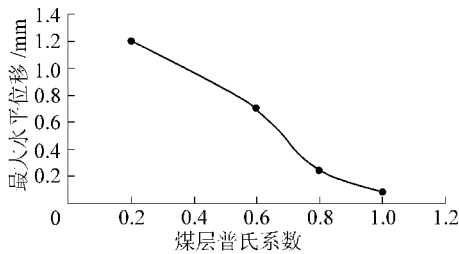


图 2 煤层普氏系数与最大水平位移关系曲线

Fig. 2 Relationship between platfs coefficient and maximum horizontal displacement of coal seams

不同煤层普氏系数时,煤层的破坏均是首先在煤体内部产生剪切破坏,进而延伸至煤壁,煤壁呈拉伸破坏或剪切破坏状态,中部为最有可能发生片帮的位置。

2) 开采深度的影响。随着开采深度的增大,工作面煤壁片帮概率、片帮深度和煤体破坏面积也随之增大。开采深度在 400 m 范围内尚无明显片帮,

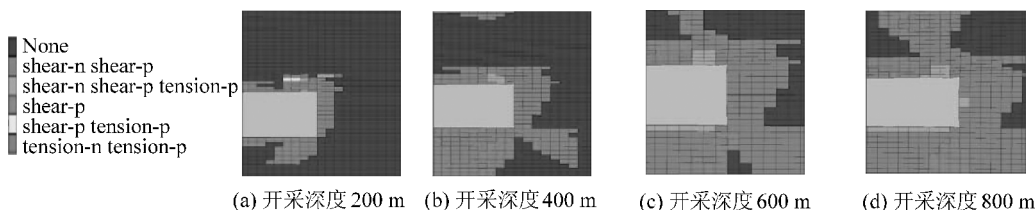


图 3 不同开采深度煤壁塑性区分布

Fig. 3 Plastic zone distribution of coal walls with different mining height

3) 采高的影响。随着工作面采高的增大,工作面前方煤体破坏范围也不断增大,片帮概率增加,且片帮深度也随之增大(图 4)。当工作面采高  $h=2.0$  m 时,煤壁前方塑性破坏区域较少,表明这时煤壁有轻微片帮,破坏深度仅 2.0 m。 $h=3.0$  m 时,煤壁前方塑性破坏区域扩大,破坏深度增大至 3.0 m。 $h=4.0$  m 时,工作面前方煤体大部分呈剪切破坏状态,片帮深度增大至 3.5 m。 $h=5.0$  m 时,煤壁前方塑性破坏区域进一步扩大。工作面前方煤体全部呈剪切破坏状态,煤壁中部位置受到剪切与拉伸共同作用,破坏深度增大至 5.0 m,破坏面积增大明显。

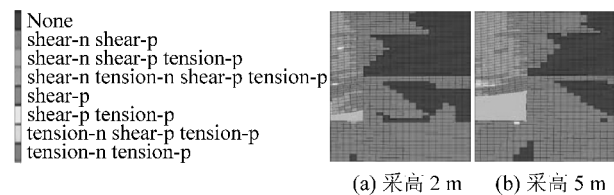


图 4 不同采高煤壁塑性区分布

Fig. 4 Plastic zone distribution of coal walls with different mining height

4) 支架支护强度的影响。在大采高工作面开采过程中,工作面液压支架的支护强度对控制煤壁片帮效果明显,随着不断增大支架的支护强度,顶板下沉状况得到了控制,煤体破坏深度(图 5)和煤体破坏面积、煤壁片帮概率也随之减小。

5) 护帮板水平支护力(图 6)。当护帮板水平支护力为 100 kN 时,煤壁前方煤体塑性破坏范围较大,破坏深度基本在 5.0 m 左右。

煤壁水平位移较小,且增大缓慢(图 3);采深超过 600 m 时,片帮情况随开采深度增加呈加剧势态,煤壁最大水平位移迅速增大,煤壁中部发生片帮趋势逐渐增大;当开采深度超过 800 m 时,整个煤壁完全破坏,并有可能在煤壁上发生片帮,且支架支护强度无法支撑顶板,顶板开始缓慢下沉,支架有倾倒趋势。

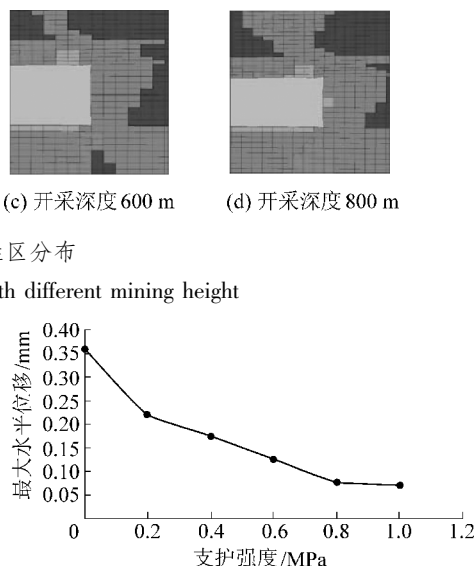


图 5 支架支护强度与煤壁最大水平位移关系

Fig. 5 Relationship between support strength and maximum horizontal displacement of coal walls

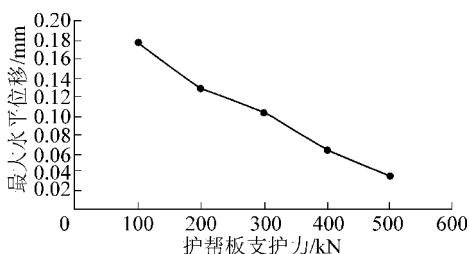


图 6 护帮板水平支护力与煤壁最大水平位移关系

Fig. 6 Relationship between horizontal support force of face guard and maximum horizontal displacement of coal walls

当护帮板水平支护力为 500 kN 时,煤壁前方煤体塑性破坏范围大幅度减小,破坏深度仅 3.0 m 左右。随着工作面支架护帮板水平支护力的不断增大,工作面顶板下沉和煤壁片帮的稳定性得到了较大的改善。

### 3 深厚煤壁与复合顶板深孔注浆加固技术

数值模拟结果表明,质软、疏松煤体导致煤体中蕴含大量的原生裂隙,在受到外部荷载反复侵扰下,产生大量次生裂隙,造成煤体抗剪强度降低<sup>[13-14]</sup>,

塑性区多出现剪切破坏(图3—图4)。基于上述分析,提出了以顶板夹矸劈裂与渗透注浆加固为主、煤体渗透注浆为辅的深厚煤壁与复合顶板深孔注浆控制技术,从而实现了深厚煤壁与复合顶板的全方位加固。

### 3.1 注浆孔布置

为有效控制顶板下沉,兼顾考虑冒顶与片帮防治,采用顶板夹矸与工作面煤体耦合注浆技术方案,即分别在13071和13072巷夹矸与煤帮布置钻孔进行耦合注浆。超前回采工作面100 m左右布置注浆施工作业点,可在13071巷和13072巷分别安排1个施工队进行平行作业。钻孔沿巷道走向分区布置,I区钻孔布置在煤层顶板上方2.0 m位置处,间距为10.0 m;待完成I区钻孔一个循环(100.0 m)注浆后,滞后在煤层顶板下方1.5 m处布置II区钻孔,孔间距为10.0 m,孔深均为115.0 m,其布置如图7所示。

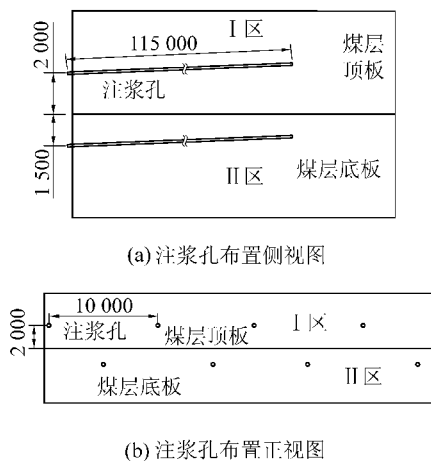


图7 注浆孔布置示意

Fig. 7 Layout diagram of grouting hole

完成每个循环钻孔施工后,及时进行注浆作业。另外,完成I区钻孔1个循环(100 m)注浆后,再进行II区钻孔施工与注浆。

### 3.2 注浆材料与设备

1) 注浆材料。注浆材料选用超细水泥。超细水泥浆液的搅拌过程中加入超细水泥高效分散剂,并采用高速搅拌机搅拌。超细水泥浆液水灰比控制在0.6~0.8,超细水泥分散剂的掺量为水泥用量的2%~5%。

根据前期注浆情况,初步确定浆液扩散半径为2.5 m;根据工程地质条件与相关理论,设计每米注浆孔注浆量为 $0.18 \text{ m}^3$ 即可对顶板夹矸达到相对理

想的加固效果。

2) 钻孔与注浆设备。钻孔设备选用中煤科工集团西安研究院设计的ZDY1900S煤矿用全液压钻机。注浆泵选用天津市聚能高压泵有限公司设计生产的3ZB38-248/4-30-30型双液注浆泵,流量为36~248 L/min,最大注浆压力为35.0 MPa。

## 4 注浆加固效果及工作面稳定性评价

综合采用理论计算与现场检测等手段对综采工作面煤壁及顶板注浆加固效果进行检测分析,并对工作面煤壁和顶板的稳定性做出评价,以便及时调整施工和注浆加固技术方案,优化注浆加固设计与技术参数,保证煤壁和顶板在工作面回采过程中的稳定。

### 4.1 综采工作面煤壁片帮与顶板冒落情况

在1307综采工作面回采过程中对工作面顶板冒落与煤壁片帮及其支架情况进行了观测。2015年13071及13072巷注浆与未注浆区域煤壁片帮与顶板冒落情况如图8所示。

注浆加固区域内工作面的煤壁片帮和顶板冒落范围均明显小于未注浆区域,即该注浆对煤壁与顶板起到了良好的加固作用,且注浆加固能大幅减少支护材料使用,降低支护成本。

### 4.2 非注浆区与注浆区加固效果对比分析

对于非注浆区域而言,虽对工作面进行了部分瑞米注浆加固,但工作面仍有较大范围的顶板冒落与煤壁片帮。机头(1号—67号架)煤壁最大片帮深度2 000 mm,最大片帮高度6 000 mm,顶板冒落最大高度2 500 mm。机尾(68—135号架)煤壁最大片帮深度3 000 mm,最大片帮高度5 000 mm,顶板冒落最大高度2 500 mm,最大冒落宽度达到了120架综采支架(约204 m),较大的顶板冒落和煤壁片帮严重影响了工作面的正常推进。注浆区域内伪顶(顶板夹矸)冒落高度一般为200~300 mm,煤壁基本无片帮现象,回采期顶板和煤壁基本稳定,未出现大面积冒顶、片帮事故,无影响工作面推进的情况,工作面平均推进速度为3.0 m/d,工作面回采顺利。

### 4.3 注浆充填率分析

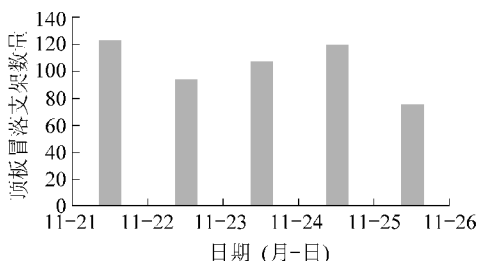
试验段共注入超细水泥270.0 t,浆液水灰比为0.8~1.0,注入超细水泥浆液 $450.0 \text{ m}^3$ ,每孔注浆量为 $18.75 \text{ m}^3$ ,浆液结石率取95.0%,浆液损失取5.0%,浆液扩散半径2.5 m,注浆充填率为27.7%,



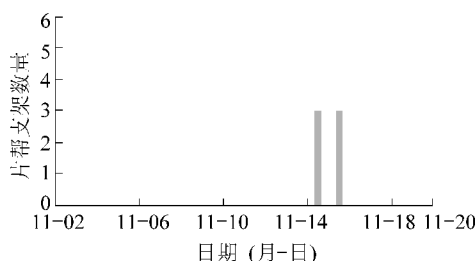
接近于试验所确定的最佳充填率 30.0%,因此可认为达到预期注浆效果。

由注浆与非注浆区顶板冒落与煤壁片帮支架情况检测及注浆充填率计算可知,笔者所提出的深厚煤

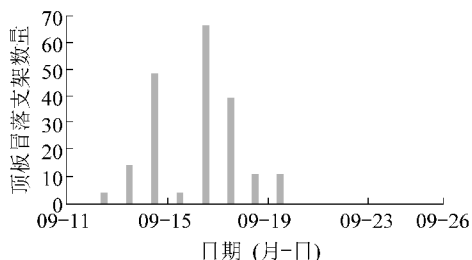
壁与复合顶板深孔注浆控制技术方案与参数,较好地保证了综采工作面深厚煤壁与复合顶板在回采过程中的稳定,实现了综采工作面的安全、高效回采。



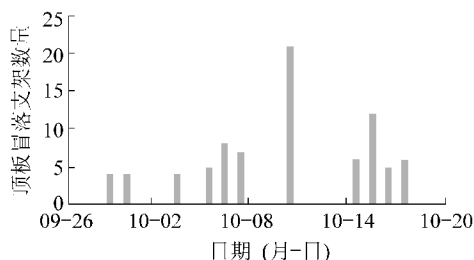
(a)13071 巷未注浆区域煤壁片帮情况



(b)13071 巷注浆区域煤壁片帮情况



(c)13072 巷未注浆区域顶板冒落情况



(d)13072 巷注浆区域顶板冒落情况

图 8 非注浆区与注浆区煤壁片帮及顶板冒落情况对比

Fig. 8 Comparison of coal wall spalling and roof fall in grouting and non-grouting area

## 5 结 论

1)综采工作面的片帮机理为:深厚松软煤体和复合顶板在超前支承压、基本顶回转压力等循环作用下引起拉伸或剪切破坏,形成大量竖向裂隙,同时开采卸荷导致煤壁瞬时剪切滑落,而复合顶板由于缺乏竖向和水平方向的有效支撑而同步垮落。

2)基于片帮机理,提出了以顶板夹矸劈裂与渗透注浆加固为主、煤体渗透注浆为辅的深厚煤壁与复合顶板深孔注浆控制技术,从而实现了深厚煤壁与复合顶板的全方位加固。

3)注浆效果检测与工作面稳定性评价表明,该项注浆加固技术能够较好地保证工作面煤壁和顶板的稳定。

4)工程统计表明,采用超细水泥注浆材料对工作面进行注浆加固,其成本仅为聚氨酯等化学浆液成本的 1/9。

5)该方案能大幅减少支护材料使用,降低支护成本,有利于节约自然资源,改善生态环境,从而实现综采工作面安全、高效回采,具有较好的推广应用价值。

## 参考文献 (References):

- [1] 屠世浩,袁 永.厚煤层大采高综采理论与实践[M].徐州:中国矿业大学出版社,2012:22-25.
- [2] 毛德兵,姚建国.大采高综放开采适应性研究[J].煤炭学报,2010,35(11):1837-1841.  
MAO Debing, YAO Jianguo. Adaptability of long wall top coal caving with high cutting height [J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(11): 1837-1841.
- [3] CHEN J S, PENG S S. Design of longwall face support by use of Neutral Network Models [C]. Trans the Institute of Mining and Metallurgy, Section A, Mining Industry, 1999: 143-152.
- [4] 于 雷,闫少宏,刘全明.特厚煤层综放开采支架工作阻力的确定[J].煤炭学报,2012,37(5):737-742.  
YU Lei, YAN Shaohong, LIU Quanming. Determination of support working resistance of top coal caving in extra thick coal seam [J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(5): 737-742.
- [5] 吴 浩,宋选民.8.5 m 大采高综采工作面煤壁稳定性的理论分析[J].煤炭科学技术,2015,43(3):22-25.  
WU Hao, SONG Xuanmin. Theoretical analysis on coal wall stability of fully mechanized 8.5 m high cutting long wall minim face [J]. Coal Science and Technology, 2015, 43 (3): 22-25.
- [6] 杨培举,刘长友,吴锋锋.厚煤层大采高采煤煤壁的破坏规律与失稳机理[J].中国矿业大学学报,2012,41(3):371-376.  
YANG Peiju, LIU Changyou, WU Fengfeng. Breakage and falling of a high coal wall in a thick mined seam [J]. Journal of China Uni-

- versity of Mining & Technology, 2012, 41(3): 371-376.
- [7] 张华磊, 王连国, 秦昊. 回采巷道片帮机制及控制技术研究[J]. 岩土力学, 2012, 33(5): 1462-1466.
- ZHANG Hualei, WANG Lianguo, QIN Hao. Study of spalling mechanism and control techniques of mining roadway[J]. Rock and Soil Mechanics, 2012, 33(5): 1462-1466.
- [8] 宋振骐, 梁盛开, 汤建泉, 等. 综采工作面煤壁片帮影响因素研究[J]. 湖南科技大学学报, 2011, 26(1): 1-4.
- SONG Zhenqi, LIANG Shengkai, TANG Jianquan, *et al.* Study on the influencing factors of coal wall rib spalling in fully mechanized working face [J]. Journal of Hunan University of Science & Technology, 2011, 26(1): 1-4.
- [9] 于新锋, 柏建彪, 张集矿综采工作面破碎煤壁注浆加固技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2006, 34(2): 69-71.
- YU Xinfeng, BAI Jianbiao. Research on grouting reinforced technology for broken coal wall of fully mechanized longwall mining face in Zhangji mine [J]. Coal Science and Technology, 2006, 34(2): 69-71.
- [10] 张淑同, 杨志恒, 汪华君, 等. 采场破碎煤体注浆加固渗流规律研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(3): 359-361.
- ZHANG Shutong, YANG Zhiheng, WANG Huajun, *et al.* Seepage law of grouting for reinforcing fractured coal in mining face [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(3): 359-361.
- [11] 王江峰, 张海波, 管学茂. 超细水泥注浆材料煤壁注浆加固试验研究[J]. 河南理工大学学报: 自然科学版, 2011, 30(2): 146-148.
- WANG Jiangfeng, ZHANG Haibo, GUAN Xuemao. The study on micro-fine cement grouting material applying in coal wall reinforcement [J]. Journal of Henan Polytechnic University: Natural Science Edition, 2011, 30(2): 146-148.
- [12] 杨治国, 田建辉, 张力友, 等. 三软不稳定煤层深孔注水防尘与注浆防片帮技术[J]. 煤炭科学技术, 2012, 40(9): 60-63.
- YANG Zhiguo, TIAN Jianhui, ZHANG Liyou, *et al.* Dust prevention with deep borehole water injection and spalling prevention with grouting in unstable seam with soft roof, coal and floor [J]. Coal Science and Technology, 2012, 40(9): 60-63.
- [13] 袁永, 屠世浩, 马小涛, 等. “三软”大采高综采工作面煤壁稳定性及其控制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(1): 21-25.
- YUAN Yong, TU Shihao, MA Xiaotao, *et al.* Coal wall stability of fully mechanized working face with great mining height in “three soft” coal seam and its control technology [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(1): 21-25.
- [14] 何富连, 钱鸣高, 尚多江, 等. 综采工作面直接顶碎裂岩体冒顶机理及其控制[J]. 中国矿业大学学报, 1994, 23(2): 18-24.
- HE Fulian, QIAN Minggao, SHANG Duojiang, *et al.* Mechanism of roof leakage on fragmentation immediate roof in fully mechanized working face and its control [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1994, 23(2): 18-24.
- [15] 靳俊恒, 孟祥瑞, 高召宁. 煤壁片帮失稳的尖点突变模型分析[J]. 矿业安全与环保, 2011, 38(5): 77-79, 89.
- JIN Junheng, MENG Xiangrui, GAO Zhaoning. Analysis of cusp catastrophe model on coal wall spalling [J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2011, 38(5): 77-79, 89.