

文章编号: 1673-3363-(2015)01-0084-06

# 大倾角综放面预掘巷道群快速过断层技术

马立强<sup>1</sup>, 余伊河<sup>1</sup>, 金志远<sup>1</sup>, 李嘉明<sup>1</sup>, 王广<sup>1</sup>, 李永升<sup>2</sup>

(1. 中国矿业大学矿业工程学院, 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 江苏 徐州 221116;

2. 枣庄矿业集团高庄煤矿, 山东 微山 277605)

**摘要** 针对长壁工作面过断层时存在产量低、煤质差、工期长及安全系数低等问题, 提出了预掘巷道群快速过断层技术, 即在考虑断层落差、工作面开采条件及支架稳定性的基础上, 确定出大倾角综放面过断层的“预想层位”, 并在此层位上预掘若干条巷道(巷道群), 使工作面连续推过预掘巷道群过断层。此项技术的关键为: 1) 预掘巷道群围岩控制技术, 包括其布置方式、预掘巷间岩柱尺寸及支护参数等; 2) 大倾角综放面过断层期间支架稳定性控制技术, 即考虑走向角度对液压支架倾向稳定性及倾向角度对液压支架走向稳定性的影响, 分析大倾角(双斜)综放面过断层期间支架失稳机理, 得出支架不倾倒、不滑移所需的临界支护阻力, 并提出对应控制技术。高庄煤矿3<sub>±</sub>1101大倾角综放面应用此项技术, 快速(历时23 d)推过了落差为13.5 m的断层, 保证了工作面(呈双斜状态)过断层期间原煤产量的稳定。

**关键词** 预掘巷道群; 断层; 双斜工作面; 支架稳定性

**中图分类号** TD 263      **文献标志码** A      **DOI** 10.13545/j.cnki.jmse.2015.01.014

## Fast pushing through fault of the pre-driven roadway groups in fully mechanized top-coal caving face with big dip angle

MA Liqiang<sup>1</sup>, YU Yihe<sup>1</sup>, JIN Zhiyuan<sup>1</sup>, LI Jiaming<sup>1</sup>, WANG Guang<sup>1</sup>, LI Yongsheng<sup>2</sup>

(1. School of Mines, Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China;

2. Gaozhuang Coal Mine, Zaozhuang Mining Group Ltd, Weishan, Shandong 277605, China)

**Abstract** For solving the problem of low yield, poor-quality, long duration and low safety factor during longwall face pushing through fault, the technology of fast pushing through fault of the pre-driven roadway groups in fully mechanized top-coal caving face with big dip angle (FMTCFBDA) has been put forward. Considering the fault throw, mining conditions and support stability, the “exceptive horizon” of FMTCFBDA during pushing through fault has been determined and the multiple pre-driven roadways (pre-driven roadway groups) on the horizon has been designed, consequently, working face can directly push through pre-driven roadway groups to cross over the fault. It contains two key technologies: 1) Surrounding rock control technology of pre-driven roadway groups, including pre-driven roadway groups layout, rock pillars size and support parameters, etc; 2) Support stability control technology of FMTCFBDA during pushing through the fault. Considering the strike angle influence on support dip

收稿日期: 2013-08-26

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2015CB251600); 教育部新世纪优秀人才支持计划项目(NCET-12-0957); 江苏省青蓝工程项目; 江苏高校优势学科建设工程项目

作者简介: 马立强(1979—), 男, 宁夏回族自治区吴忠市人, 博士, 教授, 博士生导师, 从事开采方法与岩层控制方面的研究。

E-mail: ckma@cumt.edu.cn

Tel: 13645201296

stability and the dip angle influence on support strike stability, hydraulic support instability mechanism has been analyzed during FMTCFBDA in dual inclined state pushing through the fault, the critical support resistance which is less likely to cause topple and slip has been calculated, and corresponding control technology has been put forward. The technology has been applied in 3<sub>up</sub>1101 FMTCFBDA of Gaozhuang coal mine, and the fault with throw of 13.5 m in 23 days has been fast pushed through successfully, ensuring yield stability of the dual inclined coalface during this period.

**Key words** pre-driven roadway groups; fault; dual inclined coalface; support stability

由于煤炭形成条件的复杂性, 导致煤层赋存不稳定, 采煤过程中无法避免遇见断层等地质构造。采煤工作面过断层的难易程度与断层本身的落差、倾向、倾角、位置及煤层本身的厚度、倾角、顶底板条件等诸多因素有关。目前, 长壁工作面过断层方法主要有: 调整割煤高度法、挑顶起底法(平推硬过法)、化学加固法、跳采法和预掘巷过断层法等<sup>[1]</sup>。

调整割煤高度法适用于落差较小的断层, 且断层上下盘接触之间煤层的厚度大于或等于液压支架的下限通过高度。挑顶起底法也适用于落差较小的断层, 但存在煤质差、煤机设备易损坏及安全系数低等问题。化学加固法对断层的裂隙和周围岩石压注浆材料, 可大大加强顶板、断层附近岩石的整体性, 经过加固后, 工作面易于推进, 缺点是吨煤成本增加<sup>[2]</sup>。跳采法适用于过落差较大的断层, 但需要工作面撤除并重新安装, 工艺复杂, 投入较大, 存在工作面煤炭损失严重、工期长等缺点, 且断层保护煤柱丢在采空区, 易造成煤炭自燃, 增加了防灭火难度。

张东升等<sup>[3]</sup>提出了综采面预掘巷过断层的方法, 此方法的优点是断层附近的岩石已经预先处理, 工作面通过时速度较快, 且采煤机不截割岩石。但预掘岩巷的顶板管理有一定困难, 因为断层带岩石多数较破碎, 而且受到工作面超前支承压力的影响, 进行支护的难度较大。同时该法仅适用于落差较小的断层(断层落差与采高间差值不超过 1 m)<sup>[3]</sup>。

此外, 当遇到断层时, 往往会导致工作面顶板整体完整性变差, 加之过断层期间工作面在走向方向会因变坡而形成仰斜或俯采状态, 导致支架稳定性差。对于大倾角工作面而言, 还将会呈现双斜开采状态, 而现有研究大都仅从倾向角度对支架稳定性进行分析, 对于双斜工作面支架稳定性的研究鲜有文献报道<sup>[4-7]</sup>。在不影响煤质和原煤产量的前提下, 如何安全、连续、快速地过断层, 仍是长壁工作面(尤其是大倾角工作面)亟待解决的难题之一。

本文以枣庄矿业集团高庄煤矿 3<sub>上</sub>1101 大倾角综放面为工程背景, 提出了预掘巷道群的快速过断层新方法, 克服了目前预掘巷过断层的缺点, 并分析了综放面过断层期间呈双斜开采状态时支架的失稳机理, 提出了对应的稳定性控制技术, 成功快速推过了落差为 13.5 m 的断层。

## 1 工程地质条件

高庄煤矿 3<sub>上</sub>1101 综放面标高为-330~-456 m, 走向长 1 178 m, 倾斜长 223 m。煤层厚度稳定, 平均 5.1 m, 煤层倾角变化较大, 平均 30°以上。工作面共揭露断层 26 条(落差大于 2 m 的 8 条), 其中 F6 断层的落差为 13.5 m。工作面运输平巷掘进揭露的 F6 断层全岩段长度为 23 m, 其顶底板岩性如表 1 所示。工作面机采高度为 2.9 m, 放煤高度为 2.2 m, 循环进尺为 0.8 m, 移架放顶步距为 0.8 m。

表 1 煤层顶底板岩性  
Table 1 The lithology of roof and floor

名称	岩石名称	岩性特征
基本顶	粗、中砂岩	中厚层状, 成分以石英为主
直接顶	粉砂岩	夹有细砂岩条带, 普氏系数为 4~6
直接底	粉砂质泥岩	含砂不均匀, 性脆, 裂隙发育
基本底	粉砂岩	具水平层理, 多含镜煤条带

针对落差 13.5 m 的 F6 断层, 传统的过断层方法中较适合的为跳采法, 但工作面撤除、安装需 2 个月, 预计损失煤炭达 8.5 万 t, 且断层保护煤柱易在底板产生高应力集中, 影响下伏 3<sub>下</sub>煤层的开采。故, 提出预掘巷道群快速过断层技术, 即在 3<sub>上</sub>1101 综放面运输巷揭露 F6 断层处开始, 根据工作面过断层的预想层位, 沿断层走向, 预掘若干条巷道, 预掘巷道之间留设岩柱。

## 2 预掘巷道群围岩控制

### 2.1 预掘巷道群布置方式

#### 1) 过断层的“预想层位”

综合考虑断层落差和工作面采矿地质条件，确定大倾角综放面过断层的“预想层位”为 15°(起坡角)，3<sub>上</sub>1101 工作面过断层期间呈仰斜(双斜)开采状态。

2) 预掘巷道群布置

在工作面前方布置 01 预掘巷，并在距运输巷 30 m 处 01 预掘巷内布置 02 预掘巷(平行于运输巷)。沿断层走向方向，在工作面过断层的预想层位上布置 6 条预掘巷(03, 04, 05, 06, 反 01 和反 02 预掘巷)，且所有预掘巷必须在综放面到达断层前 200 m 掘进完成。图 1 为预掘巷道群布置方式，图 2 为工作面过预掘巷道群剖面示意。

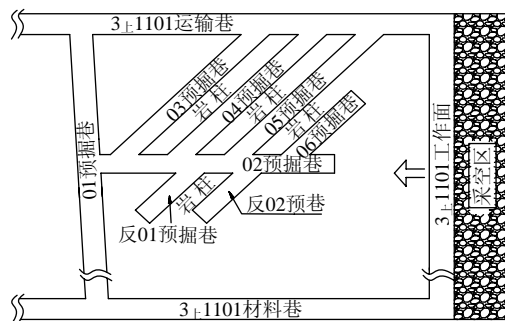
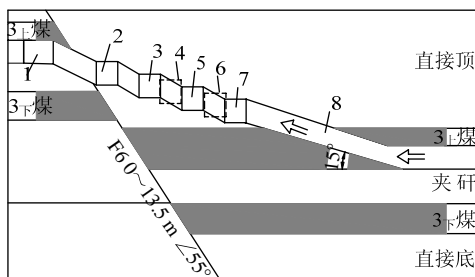


图 1 预掘巷道群布置方式

Fig.1 Layout of pre-driven roadway groups



1-01预掘巷; 2-03预掘巷; 3-04预掘巷;  
4-反01预掘巷; 5-05预掘巷; 6-反02预掘巷;  
7-06预掘巷; 8-“预想层位”

图 2 工作面过预掘巷道群剖面示意

Fig.2 Sectional schematic of working face pushing through pre-driven roadway groups

2.2 坡度及长度

1) 坡度

预掘巷道必须布置在综放面过断层的预想层位上，如预掘巷道掘进层位相对于预想层位过高或过低，将会对综放工作面的正常开采造成重大影响。采用两点指标高法，确定 03, 04 预掘巷坡度为 14°，05, 06 预掘巷坡度为 13°，反 01, 反 02 预掘巷坡度为 11°。

2) 长度

工作面机采高度为 2.9 m，断层落差 3 m 以内

对综放面正常开采的影响较小，确定预掘巷道沿断层走向掘至落差小于 3 m 时停止掘进。

2.3 预掘巷断面、巷间岩柱尺寸及支护参数

1) 留设机理

合理的预掘巷断面及巷间岩柱尺寸，既可以保证岩柱在工作面超前支承压作用下完全处于塑性变形区，实现采煤机直接、连续切割岩柱，减少对设备的损害；又能利用岩柱存在的残余承载能力，结合锚网梯支护方式，保证预掘巷道围岩得到有效控制，满足安全使用的要求，实现工作面快速、连续通过预掘巷道群。

2) 留设方案

根据工作面采高，确定预掘巷高度为 3 m。为确定预掘巷宽度、岩柱宽度及巷道顶板支护等参数，根据高庄矿巷道支护现状和经验，提出以下 5 种方案，如表 2 所示。

表 2 模拟方案

Table 2 The simulation schemes

方案	预掘巷宽度/m	顶板锚杆/mm			岩柱宽度/m	顶板锚索/mm			预掘巷顶底板最大移近量/mm
		长度	直径	间距		长度	直径	间距	
1	2	1 800	16	1 000	2	5 000	18	1 800	528
2	3	2 000	18	900	2	5 500	20	1 700	431
3	3	2 200	20	800	3	6 000	22	1 600	262
4	3	2 400	22	700	4	6 500	22	1 500	245
5	4	2 600	24	600	4	7 000	22	1 400	231

方案 1 和方案 2 的预掘巷顶底板最大移近量分别为 528, 431 mm，巷道变形严重，不能满足综放面过预掘巷期间的的使用要求。方案 3 的预掘巷顶底板最大移近量满足要求，且巷间岩柱已完全处于塑性分布区(图 3)。方案 4 和方案 5 的预掘巷顶底板移近量满足要求，但相对于方案 3 支护成本增加，顶底板最大移近量仅减少了 6.5%和 11.8%，最终确定采用方案 3。

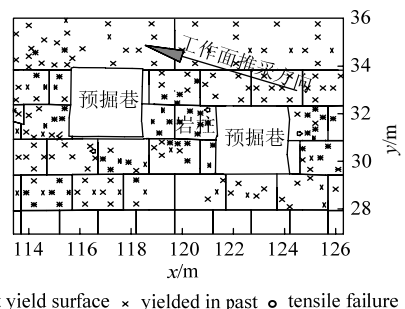


图 3 预掘巷间岩柱塑性区分布

Fig.3 The rock pillar plastic zone distribution between pre-driven roadways

### 3) 支护参数

根据预掘巷断面尺寸及巷间岩柱尺寸，最终确定预掘巷道支护方式采用锚网梯加锚索梁复合支护<sup>[8]</sup>，如图 4 所示。

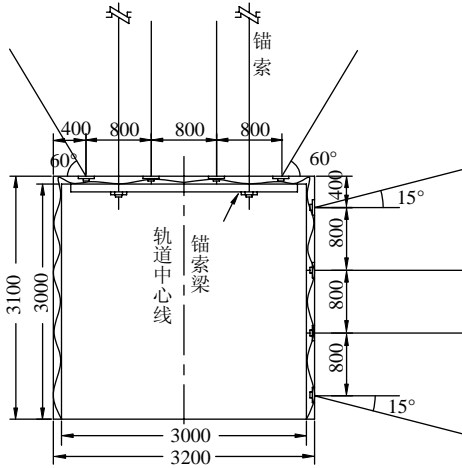


图 4 预掘巷道支护参数 (mm)

Fig.4 Supporting parameters of pre-driven roadway

① 顶板支护：锚杆为直径 20 mm 高强金属螺纹钢锚杆，长度 2.2 m，树脂加长锚固。锚杆间距 0.8 m，排距 0.8 m。钢筋梯子梁采用直径 16 mm 的圆钢焊接而成，菱形金属网护顶。

锚索直径 22 mm，长度 6.0 m，端头锚固。锚索间距 1.6 m，排距 2.4 m。每排设计 2 根锚索，配合 1 根锚索梁，锚索梁长度为 2.8 m。

② 帮部支护：锚杆为直径 18 mm 高强金属螺纹钢锚杆，长度 1.8 m，其余同顶部支护。

实测工作面过预掘巷道群期间各预掘巷两帮平均最大移近量 223 mm，顶底板平均最大移近量 273 mm。预掘巷道(群)的变形满足使用要求，没有出现因预掘巷变形严重而影响生产的现象。

## 3 综放面过巷道群关键工艺

### 3.1 挑顶和起底

1) 综放面到达预掘巷道群前 10 m 时，在工作面与预掘巷间打探孔，依据钻孔资料，及时挑顶或起底，确保推采层位与预想层位一致。工作面揭露预掘巷时，保证综放面顶板与预掘巷顶板一致，并保持支架的有效支护高度。

2) 充分利用工作面地质素描图，指导工作面推采层位。工作面揭露 01 预掘巷时，把 01 预掘巷分为 50<sup>#</sup>架至机头和 51<sup>#</sup>架至机尾 2 段进行层位控制。根据煤层产状变化情况，在综放面推采层位不明确的地点进行钻探，确保挑顶或起底的幅度。

3) 综放面挑顶或起底的同时，刮板输送机机头严格沿运输巷底板推进，确保工作面层位与两巷(运输巷、材料巷)坡度不出现偏差。

### 3.2 调采

为避免工作面一次大范围揭露 01 预掘巷，造成巷道顶板压力集中显现，对综放面进行合理调采。刮板输送机机头距 01 预掘巷 25 m、机尾距 01 预掘巷 24 m 时，机头按照 1:2 比例调采，使机头首先揭露 01 预掘巷。机头揭露 01 预掘巷眼、机尾距 01 预掘巷 10 m 时，每平推采煤一个循环，工作面向 01 预掘巷移进 12 个支架，直到工作面顺利推过预掘巷道群。

## 4 综放面支架稳定性控制

支架稳定性是倾角较大的煤层机械化开采的一个基本问题，特别是综放面呈双斜开采状态(倾向角度平均 27°，走向角度 15°)过断层期间，支架稳定性控制更为困难<sup>[9]</sup>。首次考虑工作面走向角度对液压支架倾向稳定性及工作面倾向角度对液压支架走向稳定性的影响<sup>[10]</sup>，进行了支架稳定性分析，并提出了对应控制技术。

### 4.1 支架失稳机理

#### 1) 倾向力学模型

考虑工作面走向角度对支架倾向稳定性的影响，建立支架工作状态倾向力学模型，如图 5 所示。

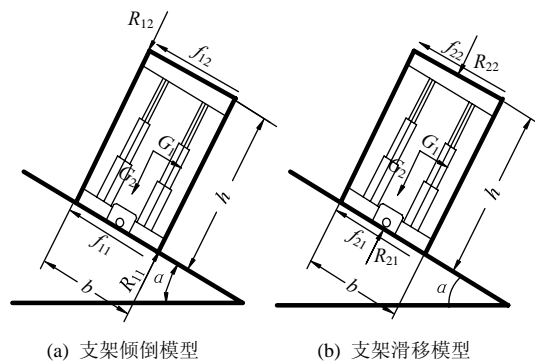


图 5 支架倾向力学模型(工作状态)

Fig.5 Mechanics model of the supporting in operating state along working face tendency

① 由图 5a 可知，支架工作状态时的临界倾角：

$$\alpha_1 = \arccos \left( \frac{h\sqrt{G^2b^2 + G^2h^2 - 4R_{12}^2(\mu h + b)^2}}{G(b^2 + h^2)\cos\beta} - \frac{2R_{12}bh + 2R_{12}\mu h^2}{G(b^2 + h^2)\cos\beta} \right) \quad (1)$$

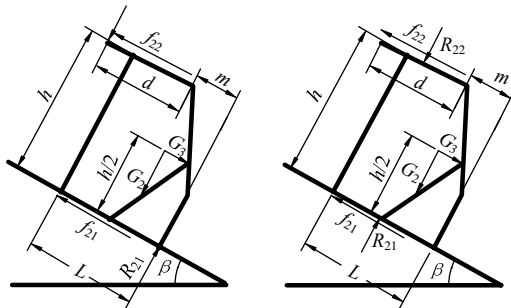
式中:  $h$ ,  $b$  为支架高、宽,  $m$ ;  $G$  为支架所受重力,  $\text{kN}$ ;  $R_{i2}$  为工作阻力( $i=1, 2$ ),  $\text{kN}$ ;  $\mu$  为支架与顶底板间的摩擦因数;  $\beta$  为工作面走向角度, ( $^\circ$ )。

② 由图 5b 可知, 支架工作状态时的临界滑移角:

$$\alpha_2 = \arccos \left( \frac{\sqrt{4G^2\mu^2 + G^2 - 4R_{22}^2\mu^2}}{(4\mu^2 + 1)G \cos \beta} + \frac{R_{22}}{(4\mu^2 + 1)G \cos \beta} - \frac{R_{22}}{G \cos \beta} \right) \quad (2)$$

## 2) 走向力学模型

考虑工作面倾向角度对支架走向稳定性的影响, 建立支架工作状态走向力学模型, 如图 6 所示。



(a) 支架倾倒模型

(b) 支架滑移模型

图 6 支架走向力学模型(工作状态)

Fig.6 Mechanics model of the support in operating state along working face strike

① 由图 6a 知, 支架工作状态时的临界倾倒角:

$$\beta_1 = \arccos \left( \frac{3h\sqrt{G^2(4L^2 + 9h^2) - 36R_{22}^2(d + m + \mu h)^2}}{(4GL^2 + 9Gh^2) \cos \alpha} - \frac{12LR_{22}(d + m + \mu h)}{(4GL^2 + 9Gh^2) \cos \alpha} \right) \quad (3)$$

式中:  $d$  为支架顶梁长度,  $m$ ;  $L$  为支架底座长度,  $m$ ;  $\alpha$  为工作面倾向角度, ( $^\circ$ );  $m$  为支架顶梁尾部与支架底座尾部之间的距离,  $m$ 。

② 由图 6b 知, 支架工作状态时的临界滑移角:

$$\beta_2 = \arccos \left( \frac{\sqrt{G^2(1 + \mu^2) - 4\mu^2 R_{22}^2} - 2\mu^2 R_{22}}{G(1 + \mu^2) \cos \alpha} \right) \quad (4)$$

## 3) 稳定性分析

3<sub>上</sub>1101 工作面开采条件( $\mu=0.3$ ,  $L=5.25 \text{ m}$ ,  $m=1.85 \text{ m}$ ,  $\beta=15^\circ$  及  $\alpha=27^\circ$ )及支架主要技术参数如表 3 所示, 将其代入式(1)~(4), 可知支架倾向及走向的临界倾倒角和滑移角不存在, 即支架在倾向及走向上不会发生倾倒和滑移。

由式(1)~(4)可反算出支架在倾向及走向上不倾

倒、不滑移所需的临界支护阻力, 如表 4。当支架工作阻力小于临界阻力时, 易发生倾倒和滑移。

表 3 支架主要技术特征参数

Table 3 The main technical parameters characteristics of support

型号	支护阻力/ kN	支撑高度/ mm	支撑宽度/ mm	中心距/ mm	顶梁长度/ mm	底座长度/ mm	质量/ t
ZF7000-23/47	7 000	2 300~4 700	1 430~1 600	1 500	4 551	5 200	28.5

表 4 支架工作状态所需的临界支护阻力

Table 4 Critical supporting resistance needed during the working of support

方向	临界倾倒支护阻力/kN	临界滑移支护阻力/kN	备注
倾向	5.66	不滑移	$\beta_1=15^\circ$ , $\beta_2=15^\circ$
走向	不倾倒	110.05	$\alpha_1=27^\circ$ , $\alpha_2=27^\circ$

## 4.2 支架防倾防滑控制

由双斜综放面倾向及走向的支架力学分析可知, 支架在正常工作状态下不会发生倾倒和滑移。但在移架过程中及顶板来压、冒顶时, 如出现工作阻力小于临界支护阻力的情况, 为确保综放面安全快速推进, 采取以下技术。

### 1) 防止支架倾向倾倒

支架侧护板千斤顶、侧推弹簧使支架顶梁相互靠紧, 始终保持有足够的扶正力。在邻架顶梁间增设调架千斤顶。

### 2) 防止支架倾向滑移

相邻支架底座之间设置防滑千斤顶, 以有初撑力的支架为支点, 调整相邻支架的位置。增设底调对支架下滑稳定性也有所增强, 在倾向方向上支架间有力的支撑作用。

### 3) 防止支架走向倾倒

采取随坡减压小步距移架, 分二次来架到位, 同时微量降架。在释放支架大部支撑力的同时, 保留支架必需的基本支撑力, 使顶梁始终贴实顶板。移架时要严格控制降架高度, 使之带压擦顶移架。

## 5 工程实践效果及效益分析

### 5.1 实践效果

高庄煤矿 3<sub>上</sub>1101 综放面应用预掘巷道群过断层技术, 快速(历时 23 d)推过了落差为 13.5 m 的断层。工作面推进速度受断层影响不大, 实现了工作面连续正常开采。避免了跳采法过断层二次撤除、安装造成的工作面停产和辅助巷道的大工程量施

工, 缩短工期 1 个月。同时保证了工作面过断层期间原煤产量的稳定, 平均日产量在 3 000 t 以上。

## 5.2 效益分析

### 1) 经济效益

多采出原煤 8.5 万 t, 创造直接经济效益 3 400 万元; 煤质提高增加的效益为 4 114.67 万元; 减少设备损耗费用 82 万元; 预掘巷道群成本为 472.5 万元。经济效益总额为 7 124.17 万元。此外, 预掘巷道群提前掘出矸石, 减少了出矸量, 提高了煤质。

### 2) 安全效益

过断层期间, 预掘巷道群提前掘出断层影响区域内的大部分矸石, 且利用工作面超前支承压力的作用使预掘巷间岩柱完全发生塑性变形, 实现采煤机直接切割岩柱, 杜绝了爆破工程, 保护了设备, 提高了安全系数。开发了综放面支架稳定性控制技术, 避免了采煤工作面过断层期间片帮、冒顶和支架倾倒等事故的发生, 消除了安全隐患。

## 6 结 论

1) 提出预掘巷道群快速过断层方法, 研究确定了合理的预掘巷道断面尺寸、岩柱尺寸等参数, 既可使预掘巷之间的岩柱在工作面超前支承压力的作用下完全处于塑性变形区, 实现采煤机直接、连续切割岩柱, 又可利用岩柱存在的残余承载能力, 控制预掘巷道变形, 实现工作面快速、连续通过断层。

2) 考虑走向角度对液压支架倾向稳定性及倾向角度对液压支架走向稳定性的影响基础上, 分析了过断层期间双斜综放面液压支架失稳机理, 得出了支架不倾倒、不滑移所需的临界支护阻力, 并提出对应控制技术, 确保了双斜综放面快速推过预掘巷道群。

### 参考文献:

- [1] 郭守泉, 彭永伟. 综采工作面过断层技术综述[J]. 煤矿开采, 2008, 13(4): 30-31.  
GUO Shouquan, PENG Yongwei. Summarization of pushing through fault technology in fully mechanized caving face[J]. Coal Mining Technology, 2008, 13(4): 30-31.
- [2] 曹胜根, 刘长友. 高档工作面断层破碎带顶板注浆加固技术[J]. 煤炭学报, 2004, 29(5): 545-549.  
CAO Shenggen, LIU Changyou. Grouting reinforcement technique in fault broken roof in working face with individual props[J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(5): 545-549.
- [3] 张东升, 张吉雄, 徐金海. 预掘巷过断层及其矸石井下处理技术[J]. 中国矿业大学学报, 2004, 33(2): 178-182.  
ZHANG Dongsheng, ZHANG Jixiong, XU Jinhai. Pre-driven roadway in fault and underground disposal of associated waste[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2004, 33(2): 178-182.
- [4] 袁永, 屠世浩, 窦凤金, 等. 大倾角综放面支架失稳机理及控制[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(4): 430-434.  
YUAN Yong, TU Shihao, DOU Fengjin, et al. Support instability mechanism of fully mechanized top coal caving face with steep coal seams and its control[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(4): 430-434.
- [5] 章之燕. 大倾角综放液压支架稳定性动态分析和防倒、防滑措施[J]. 煤炭学报, 2007, 32(7): 705-709.  
ZHANG Zhiyan. Dynamic analysis on stability of hydraulic powered support in deep inclined fully mechanized wall and prevention slips measures[J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(7): 705-709.
- [6] 张东升, 吴鑫, 张炜, 等. 大倾角工作面特殊开采时期支架稳定性分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(3): 331-336.  
ZHANG Dongsheng, WU Xin, ZHANG Wei, et al. Stability analysis on support in large inclined coalface during special mining period[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(3): 331-336.
- [7] 林忠明, 陈忠辉, 谢俊文, 等. 大倾角综放开采液压支架稳定性分析与控制措施[J]. 煤炭学报, 2004, 29(3): 264-268.  
LIN Zhongming, CHEN Zhonghui, XIE Junwen, et al. Stability analysis and control measures of powered supports in greater inclined full mechanized coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(3): 264-268.
- [8] 张蓓, 曹胜根, 王连国, 等. 大倾角煤层巷道变形破坏机理与支护对策研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2011, 28(2): 214-219.  
ZHANG Bei, CAO Shenggen, WANG Lianguo, et al. Deformation failure mechanism and support measurements in roadway of steeply inclined coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2011, 28(2): 214-219.
- [9] 伍永平, 员东风, 张森丰. 大倾角煤层综采基本问题研究[J]. 煤炭学报, 2000, 25(5): 445-448.  
WU Yongping, YUAN Dongfeng, ZHANG Miaofeng. Study on the elementary problems of full mechanized coal mining in greater pitching seam[J]. Journal of China Coal Society, 2000, 25(5): 445-448.
- [10] 马立强, 曹新琪, 李琪琪, 等. 大倾角综放面支架稳定性机理在倾向方向上的研究[J]. 国际石油、天然气及煤炭技术, 2015, 9(1): 61-78.