

文章编号: 1673-3363-(2012)06-0808-07

## 特厚煤层合理放煤工艺研究

张益东<sup>1</sup>, 张付涛<sup>2</sup>, 季明<sup>1</sup>, 高林生<sup>1</sup>, 金志远<sup>1</sup>, 程亮<sup>1</sup>, 巫林平<sup>1</sup>

(1. 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 矿业工程学院,  
江苏 徐州 221116; 2. 中国煤炭进出口公司, 北京 100011)

**摘要** 为了解决特厚煤层放出率问题, 针对担水沟煤矿大倾角特厚煤层的复杂地质条件, 通过实验室散体实验分析大倾角厚煤层条件下, 放煤步距对顶煤采出率的影响, 得到不同放煤步距的顶煤的放出率与含矸率, 两采一放的顶煤放出率最高, 含矸率最低, 用 PFC 数值软件研究了大倾角厚煤层综放开采不同放煤方式顶煤的放出率。确定了合理的放煤工艺, 即两采一放双轮顺序放煤、放煤步距为 1.6 m。工业性试验表明采用优化后的放煤工艺能够显著提高顶煤的放出率, 统计得出 9101 工作面的顶煤放出率达到 87.62%, 采出率达到 87.12%。

**关键词** 大倾角; 特厚煤层; 放煤步距; 放煤方式

**中图分类号** TD 823

**文献标识码** A

## Research on the Reasonable Coal Caving Technological Parameters of Extra-Thick Coal Seam

ZHANG Yi-dong<sup>1</sup>, ZHANG Fu-tao<sup>2</sup>, JI Ming<sup>1</sup>, GAO Lin-sheng<sup>1</sup>,  
JIN Zhi-yuan<sup>1</sup>, CHENG Liang<sup>1</sup>, WU Lin-ping<sup>1</sup>

(1. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, School of Mines,  
China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China;  
2. China National Coal Import & Export Co Ltd, Beijing 100011, China)

**Abstract** In order to increase top coal recovery ratio of extra-thick coal seam, we analyze the impact of drawing interval on top coal recovery ratio based on the complicated geological conditions of extra-thick coal seam with large dip angle on Danshuigou coal mine. It is found that top coal recovery ratio of “Two Wining and One Caving” technique is the highest and refuse rate the lowest in the three techniques. Top coal recovery ratios in different ways of top coal drawing of extra-thick coal seam with large dip angle are studied by numerical software PFC, we identify that the “Two Wining and One Caving” with top coal drawing ways of two-times order caving and drawing interval of 1.6 m is the reasonable coal caving technology. Industrial test indicates that optimized caving technology can significantly improve top coal recovery ratio which reaches to 87.62% and recovery ratio which reaches to 87.12%.

**Key words** large dip angle; extra-thick coal seam; drawing interval; way of top coal drawing

收稿日期: 2012-03-18

基金项目: 煤炭资源与安全开采国家重点实验室开放基金项目 (07KF09); 中央高校基本科研业务费专项基金项目 (JX111744); 江苏高校优势学科建设工程项目

作者简介: 张益东 (1964-), 男, 江苏省盐城市人, 副教授, 硕士, 从事矿山压力与岩层控制及巷道支护技术方面的研究。

通讯作者: 季明

E-mail: jim1117@126.com

Tel: 13813297995

缓倾斜、急倾斜特厚煤层一般采用综放采煤方法开采,而采用综放采煤方法开采特厚煤层时,放煤工艺损失约占总损失的 8.6%~16.73%<sup>[1]</sup>,是造成综放开采回采率偏低的重要原因。综放工作面放煤工艺损失主要与支架的放煤口位置、尺寸、放煤步距、放煤方式等有关,研究各影响因素与顶煤放出率的关系具有重要意义。

国内外学者对放顶煤开采顶煤采出率做了大量研究,文献[2]对最大采放比进行了量化,指出放采比过小时,含矸率过高,合理的采放比利于顶煤的冒放,提高顶煤回收率。文献[3]指出合理的放煤步距应使顶煤损失率和含矸率最低,它与煤岩的强度、块度、顶煤厚度、冒落角、矸堆高度、安息角等有关。刘长友教授、黄炳香博士<sup>[4-5]</sup>以顶煤破断块度为特征量,建立了顶煤冒放的块度理论框架,提出了用顶煤可放出系数和极限顶煤块度描述顶煤的可放出性,为工艺参数的合理确定以及顶煤回收率的提高奠定了基础。樊可恭等用巴厘石作为破碎后的顶煤和矸石的相似材料,进行了 1:25 的相似模拟实验,对顶煤的冒放规律进行了分析研究。试验表明,如果破断角 $\alpha \geq 90^\circ$ ,放出体是较完整的椭球体;如果 $\alpha < 90^\circ$ ,则受破断角、放出口位置和顶煤高度的影响,呈偏向采空区侧的不完整椭球体。但是由于煤层赋存条件和影响因素的复杂性和不确定性,顶煤放出规律也将存在差异。本文基于中煤集团担水沟煤矿 9101 工作面大倾角特厚煤层的生产地质条件,采用大比例散体实验研究了放煤步距与顶煤放出率的关系,利用数值模拟软件 PFC<sup>2D</sup>分析了放煤方式对顶煤放出率的影响,提出了合理的放煤工艺,有效的提高了顶煤放出率。

## 1 工程概况

9101 综放工作面为 9<sup>#</sup>煤层首采工作面,呈刀把形,位于井田中部,由东向西布置,总体呈单斜构造,倾向水平长 239.4 m,其煤层平均厚度 15.7 m,采高为 4 m,放煤厚度为 11.7 m,采放比为 1:2.95。煤层倾角为 25°~42°,平均 37°,属大倾角煤层。煤层直接顶平均 6 m 厚,主要为中砂岩、泥岩,局部为砂质泥岩;下分层基本顶为粉砂岩、细砂岩互层,平均厚度 9.4 m;底板主要为泥岩,平均厚度为 3.33 m。煤层地质构造较复杂,断层较多且落差较大,全区含 0~6 层夹矸,夹矸岩性以炭质泥岩、泥岩为主。

综放工作面采用 ZF10000/2.75/42 型低位放顶煤液压支架支撑顶板;采用截深为 0.8 m 的 MG500/1180-WD 采煤机割煤;刮板输送机均采用中双链刮板输送机,前部采用 SGZ1000/2×700 刮板输送机运煤,后部采用 SGZ1200/2×700 刮板输送机运煤。

## 2 合理放煤步距散体实验研究

### 2.1 实验方案与模型设计

#### 2.2.1 实验方案

采用不同粒径和颜色的石子来模拟处于松散破碎状态的顶煤和直接顶,随着时间的延长,其放煤口上方的破碎块体区域也不断叠加,从而用整台散体模型来模拟顶煤的垮落和放出过程,而不考虑支架前方顶煤为实体煤介质<sup>[6]</sup>。

顶煤上、中、下层位厚度分别取顶煤总厚度的 1/3,下位顶煤块度 130 mm,中位顶煤块度为 200 mm,上位顶煤块度为 250 mm;直接顶上、下层位厚度分别取直接顶厚度的 1/2,下位块度为 325 mm,上位块度为 400 mm<sup>[7]</sup>;模型中铺设的基本顶主要起静载作用,实际情况中基本顶一般不能放出。在同一个模型中分段实验 3 种不同放煤步距(即一采一放、两采一放、三采一放),将不同放煤步距下顶煤放出率、含矸率、煤岩流动场规律进行比较。

#### 2.2.2 模型设计

实验室铺设的模型尺寸为 2500 mm×200 mm×1500 mm,现场实际的放顶煤支架宽为 1500 mm,为了铺设模型方便,同时考虑到能够满足实验需要,制作模型支架的宽度为 100 mm,则模型宽度可模拟两个支架向前采煤,因此散体实验几何相似比为: $C_l=10/150=1:15$ 。

散体实验中,下位顶煤、中位顶煤选用不同粒径的灰色石子,上位顶煤选用红色石子,上、中、下层位顶煤之间铺一层薄的红色标志层石子,下位直接顶、上位直接顶、基本顶选用不同粒径的不同颜色石子。模型两边各留五个步距不放煤,即 53.3 cm 来消除边界效应,工作面实际采高为 4 m,在模型中对应的高度为 0.233 m,采煤机截深为 800 mm,在模型中对应的截深为 53.3 mm<sup>[8]</sup>。

### 2.2 实验结果分析

#### 2.2.1 一采一放

一采一放,放煤前、移架后放煤前、放煤后效果图见图 1。一采一放顶煤回收率,含矸率见表 1。

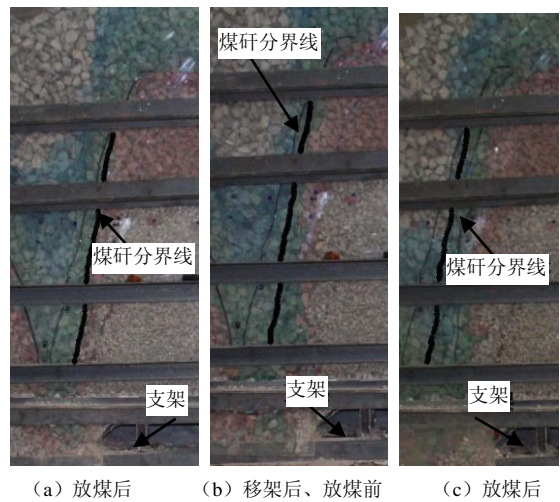


图 1 一采一放效果图

Fig.1 Renderings of the caving coal interval of 0.8 m

表 1 一采一放数据

Table 1 Data statistics of the caving coal interval of 0.8m

放煤编号	顶煤放出量/kg	矸石含量/kg	顶煤放出率/%	含矸率/%
6	55.94	0.32	438.19	0.57
7	5.52	0.72	43.23	13.04
8	5.74	0.44	44.96	7.66
9	9.22	0.72	72.22	7.80
10	9.22	0.8	72.22	8.67
11	12.44	1.16	97.44	9.32
12	12.74	1.22	99.79	9.57

注：每个放煤步距上方顶煤质量为 12.766 kg

在一采一放中由于放煤步距较小，放煤过程后期混矸严重，当以 1% 的含矸率作为关窗的依据时，在煤矸分界线的下部且靠近放煤口的地方，矸石在下沉的同时还向放煤口方向侧向移动，这样导致顶煤厚度大时下位矸石已经到达了放煤口，而中上位顶煤离放煤口较远，使得煤矸分界线整体上比较陡，顶煤始动点边界线与煤矸分界线之间的范围相对放煤步距较大<sup>[9]</sup>。在经过几次放煤后会出现一次较大的放煤量，如表 1 中放煤编号 11 对应的回收率为 97.45%，主要是由于经过几次低回收率放煤过程后，出现一次煤矸分界线大范围的移动，放煤量大增，使得各放煤过程放煤不均匀。放煤编号 6 的顶煤放出率为 438.19%，放出率相当大，原因是模型初次放煤，放煤范围较大，包括了支架上方，前后的顶煤，因此初次放煤后的几个放煤步距顶煤放出率均较小。一采一放放煤后期混矸严重，含矸率的增加幅度远远超过了放出率，图 2 为放煤编号 9 见矸后继续放煤，统计增加放出率情况下含矸率的增加情况，由图 2 可知，当放出率增加 23.64%，含矸率增加了 69.91%。

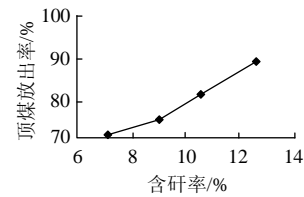


图 2 同一放煤步距下含矸率与顶煤放出率关系图

Fig.2 Rate of waste top coal recovery under the same caving step distance

2.2.2 两采一放

两采一放，放煤前、移架后放煤前、放煤后效果图见图 3。两采一放顶煤回收率，含矸率见表 2。

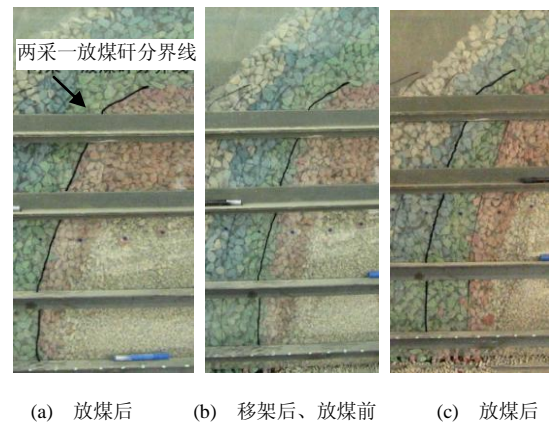


图 3 两采一放效果图

Fig.3 Renderings of the caving coal interval of 1.6 m

表 2 两采一放数据

Table 2 Datum of the drawing interval of 1.6 m

放煤编号	顶煤放出量/kg	矸石含量/kg	顶煤放出率/%	含矸率/%
14	20.92	0.56	81.93639	2.676864
16	25.74	1.04	100.8147	4.040404
18	21.22	0.38	83.11139	1.790763
20	19.38	0.48	75.90475	2.47678
22	20.24	0.54	79.27307	2.667984
24	22.82	1.28	89.37804	5.609115

注：每个放煤步距上方顶煤质量为 25.523kg。

为了分析不同含矸率与顶煤回收率的关系，在实验中进行了从放煤口见矸时起多次统计放出的顶煤量和矸石量，统计放煤过程中顶煤放出率与含矸率及煤流中矸石的比例关系，见图 4。当某一次放煤过量时（实际是把其后一步顶煤提前放出来了），其后一次或两次的顶煤的放出率会下降。当放煤位置距模型左边界 111.93 cm 时，放煤过程中放煤口见矸时顶煤回收率偏低，继续放煤直至顶煤回收率趋于稳定时，含矸率大，且顶煤回收率整体偏低。

从图 4a 中可以看出，在含矸率小于 1.5% 时，

顶煤放出率随含矸率的增加，增幅幅度很大，含矸率由零增大到 1.5% 时顶煤放出率提高到 67%；含矸率从 1.5% 增加到 6% 时，顶煤放出率增加了 39.24%；含矸率从 1.5% 增加到 10.4% 时，顶煤放出率增加了 60.44%；当含矸率超过 10.4% 以后，继续放煤，含矸率的增加，顶煤放出率的增加效果并不明显，顶煤放出率趋于稳定，但是煤矸流中的矸石比例越来越大。

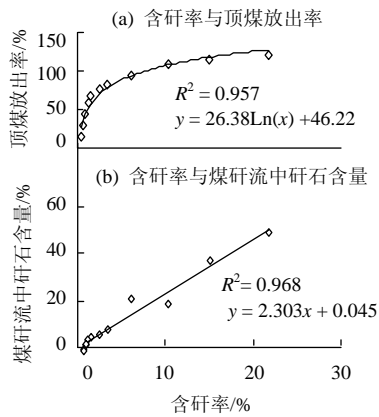


图 4 两采一放顶煤放出率与含矸率关系

Fig.4 The connection between top-coal recovery ratio and rock ratio of the caving coal interval of 1.6 m

2.2.3 三采一放

三采一放，放煤前、移架后放煤前、放煤后效果图见图 5。三采一放顶煤回收率，含矸率见表 3。

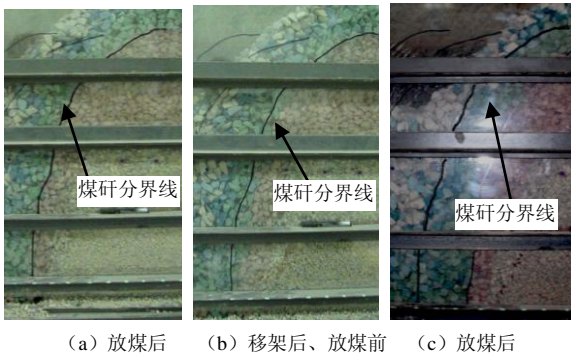


图 5 三采一放效果图

Fig.5 Renderings of the caving coal interval of 2.4 m

表 3 三采一放数据

Table 3 Data statistics of the drawing interval of 2.4 m

放煤编号	顶煤放出量/kg	矸石含量/kg	顶煤放出率/%	含矸率/%
27	39.18	1.36	102.30	3.47
30	30.58	2.32	79.84	7.58
33	31.2	0.84	81.46	2.69
36	27.85	0.98	72.71	3.52
39	27.25	0.52	71.15	1.91
42	25.65	0.24	66.97	0.94

注：每个放煤步距上方顶煤质量为 38.298 kg。

在试验中，在一开始含矸率低于 1.56% 时，继续放煤，增加含矸率的同时顶煤放出率大幅增加。但是当含矸率超过 1.56% 时，继续放煤顶煤的放出率增加幅度不大，但煤矸流中矸石的比例增加幅度很快。由图 6 可见，随着含矸率的增加顶煤放出率增加幅度较慢，但是煤矸流中矸石的比例增加幅度较大，这主要与三采一放的煤矸流动场形态有关，煤矸流动线相对比较平缓，顶煤在竖直方向速度大，向放煤口方向的水平速度较小，导致部分顶煤冒落至采空区，而不能到达放煤口，因此三采一放后期，在大幅增加含矸率的情况下，顶煤放出率增加幅度平缓。

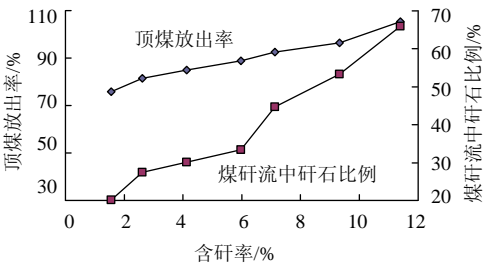


图 6 三采一放顶煤回收率与含矸率关系

Fig.6 The connection between top-coal recovery ratio and rock ratio of the drawing interval of 2.4 m

2.2.4 放煤效果分析

放煤步距不同时，放煤口上方顶煤量、煤矸分界线及顶煤不同层位分界线的斜率均不同，导致放煤时煤与矸石的运移、放出规律和混矸程度都有变化。模型中不同放煤步距下顶煤放出率和含矸率试验结果见表 4，图 7。

表 4 不同放煤步距下的放煤效果对比

Table 4 The contrast of drawing effect in the condition of different drawing interval

放煤步距	一采一放 (0.8 m)	两采一放 (1.6 m)	三采一放 (2.4 m)
顶煤放出率/%	71.64	85.06	79.07
含矸率/%	9.35	3.21	3.35

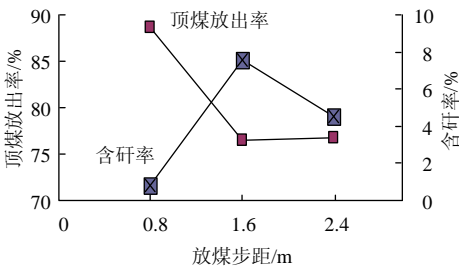


图 7 不同放煤步距下顶煤回收率和含矸率

Fig.7 Top-coal recovery ratio and refuse rate under different running distance

在一采一放条件下厚煤层的上位顶煤和顶板矸石几乎同时到达放煤口,混矸情况严重,要想提高放出率,则含矸率的增幅更大。在两采一放中,开始放煤时放出的下位顶煤中基本没有混入矸石,在放到中位与上位顶煤时出现混矸现象。在两采一放放煤过程中,尤其放煤后期,混矸情况远远好于一采一放。三采一放的混矸现象好于两采一放和一采一放,但是三采一放放煤步距较大,工艺损失较两采一放大。

通过本实验得出的数据可知,在顶煤完全破碎的前提下放煤,两采一放的顶煤放出率最高,高出一采一放 13.42%,高出三采一放 5.99%;同时两采一放的含矸率最低,低于一采一放 6.14%,低于三采一放 0.14%,见表 4。故担水沟煤矿 9101 工作面实施综放开采时放煤步距应采用两采一放。

### 3 合理放煤方式数值计算

顶煤能否顺利的放出与回收,是综放开采成败的关键。本文采用 PFC<sup>2D</sup> 计算程序,对散体顶煤和部分破碎直接顶在不同放煤方式下的落放规律进行模拟分析<sup>[10]</sup>。

#### 3.1 模型设计

以担水沟煤矿 9101 综放面条件为工程背景,建立二维模型研究分析并得出工作面合理的放煤方式。模型侧面限制颗粒水平移动,构建顶煤厚度为 11.7 m,直接顶厚度为 6 m,煤层倾角平均为 37° 的计算模型,分别进行上行的单轮顺序放煤、单轮间隔放煤和多轮顺序放煤的数值模拟,模拟不同放煤方式下的顶煤放出率和放出规律。为使得不同高度顶煤在运移过程中的现象更加直观,将顶煤分为厚度相近的 6 组,分别赋予不同的颜色,由下向上依次是棕色、红色、绿色、黄色、蓝色、深黄色,直接顶为浅灰色。

#### 3.2 模拟方案

由于煤层倾角的缘故,导致煤矸重力产生沿煤层层面的分量,在下行放煤条件下因存在下侧固定的煤岩边界而使煤矸相互挤压,易于成拱;相反,在上行放煤条件下因不存在下侧固定边界,煤矸在运移过程中不易成拱。因此,上行放煤有利于顶煤的流畅放出。本次模拟就上行放煤条件下进行。

模型一共建立 15 台支架,支架中心距为 1.5m。

3 种模拟方案如下:

##### 1) 方案 1: 上行单轮顺序放煤

按 1, 2, 3, ..., 14, 15 的顺序依次打开放煤

口使顶煤自然流出,见矸关窗。如图 8 所示。

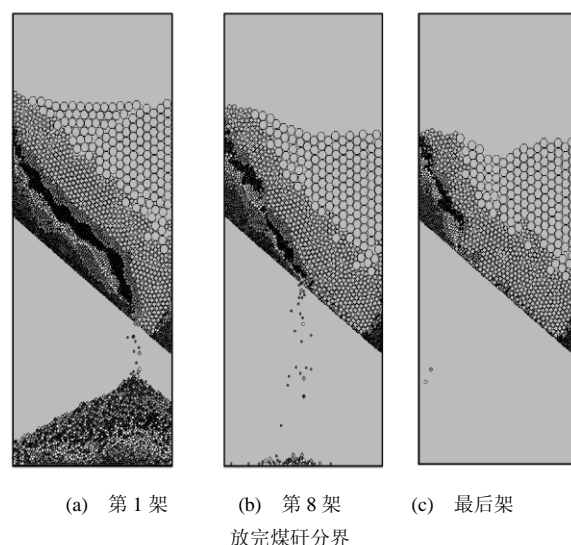


图 8 上行单轮顺序放煤示意图

Fig.8 Single-wheel diagram of the order of up caving

##### 2) 方案 2: 上行单轮间隔放煤

将直接分为单号支架和双号支架,双号滞后单号 6 台支架放煤,按 1, 3, 5, ..., 11, 13, 2, 15, 4, 6, ..., 12, 14 的顺序依次打开放煤口使顶煤完全流出,见矸关窗。如图 9 所示。

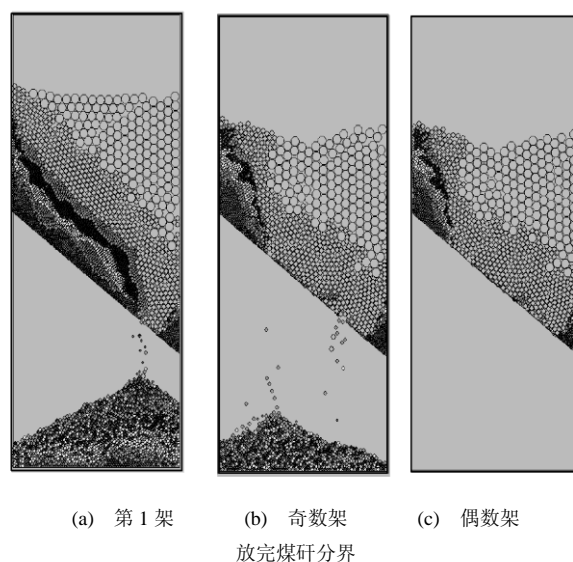


图 9 上行单轮间隔放煤示意图

Fig.9 Single-wheel diagram of the Interval of up caving

##### 3) 方案 3: 上行双轮顺序放煤

第 1 轮: 按 1, 2, 3, ..., 14, 15 的顺序依次打开放煤口,使顶煤流出 1/2。

第 2 轮: 按 1, 2, 3, ..., 14, 15 的顺序依次打开放煤口,使剩余 1/2 顶煤完全流出,见矸关窗。如图 10 所示。



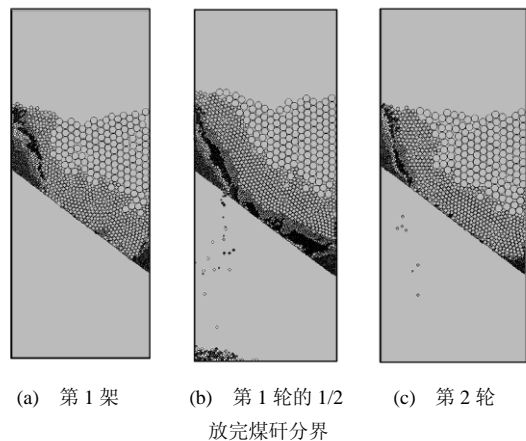


图 10 上行双轮顺序放煤示意图

Fig.10 Double-wheel diagram of the order of up caving

3.3 合理放煤方式的确定

不同放煤方式顶煤放出结果统计见表 5。

表 5 不同放煤方式顶煤放出结果统计

Table 5 The Statistical Results of Different Top-coal Caving Technological Parameters

放煤方式	上行单轮 顺序放煤	上行单轮 间隔放煤	上行双轮间 隔放煤
放出煤量	3363	3463	3659
矸石量	29	24	20
成拱次数	0	2	0
含矸率/%	3.45	2.80	2.19
采出率/%	78.57	80.01	85.22

通过上表可知，双轮顺序放煤方式放出率最高，达到 85.22%，比单轮间隔放煤高 5.21%，比单轮顺序放煤高 6.65%，并且双轮顺序放煤方式的含矸率最低。所以，最优方案是上行双轮顺序放煤方式。

4 现场应用

担水沟煤矿 9101 工作面目前采用的放煤工艺是一采一放单轮间隔放煤，9 号煤层很厚，放煤高度平均达 11.7 m，且含多层夹矸，因此在此条件下顶煤不易被放出，在井口实测 9 煤的含矸率也较高。实测担水沟煤矿 9101 工作面原来的一采一放间隔放煤的放煤效果，即放煤时间、采出率和含矸率等；同时在 9101 面实验两采一放双轮顺序放煤工艺放煤效果，将两者放煤效果进行对比。现场工业性实验需要观测和记录的数据有：工作面推进距离、采煤厚度和放煤厚度、9101 面的日产量、放煤口的放煤时间等。

1) 2 种放煤工艺下放煤时间实测结果

表 6 为一采一放、两采一放下放煤口放煤时间统计表。从表中数据可以看出，采用一采一放单轮间隔放煤工艺时，单口放煤时间最长为 144 s，最短为 58.5 s，平均 101.25 s；采用两采一放双轮顺序放煤工艺时，单口放煤时间最长为 408 s，最短为 148.5 s，平均 278.35 s；两采一放双轮顺序放煤平均单口放煤时间为一采一放单轮间隔放煤时间的 2.748 倍。

表 6 放煤时间统计表

Table 6 Statistical tables of drawing time

放煤工艺		放煤时间/s		
放煤步距	放煤方式	最短	最长	平均
两采一放	单口双轮顺序	148.5	408	278.35
一采一放	单口单轮间隔	58.5	144	101.25

2) 计算 2 种放煤参数下顶煤放出率和工作面采出率

表 7 为不同放煤工艺下实测数据统计。

表 7 不同放煤工艺下实测数据统计表

Table 7 Statistics of the measured data under different coal caving technique

放煤工艺	推进距 离/m	可采 煤量/t	机采 煤量/t	顶煤 煤量/t	原煤 产量/t	工作面采 出率/%	顶煤放 出率/%
一采一放	4.0	20446	5209	14384	16152	78.99	76.07
两采一放	8.0	40893	10418	28768	35628	87.12	87.62

从表 7 可以看出，在试验期间实施一采一放单轮间隔放煤工艺时工作面采出率为 78.99%，顶煤的放出率为 76.07%；实施两采一放双轮顺序放煤工艺时工作面采出率为 87.12%，顶煤放出率为 87.62%。

通过分析以上数据，按照试验期间工作面推进距离和原煤产量计算，采用两采一放顺序放煤比一采一放间隔放煤的采出率和顶煤放出率都高。

5 结 论

1) 由于一采一放的煤矸流分界线很陡，则煤矸流动速快，因此放煤口上方的矸石很容易流动到放煤口，导致混矸现象严重。当矸石块度小于顶煤块度时，矸石流动速度大于顶煤流动速度，且下滑的矸石容易混入到顶煤中，从而含矸率增加，增大放煤步距可以控制含矸情况；相反当矸石块度大于顶煤块度时，放煤过程不易混矸，则可适当减小放煤步距。

2) 在每个放煤步距中，顶煤经过两次有规律的流动。第一次是移架后顶煤较大幅度的垮落，第

二次是顶煤流动是随放煤口顶煤的放出而运移。

3) 由散体实验结果得, 合理的放煤步距为两采一放 (1.6 m); 通过数值模拟计算得, 合理的放煤方式为双轮顺序。因此放煤工艺以两采一放双轮顺序为佳。

4) 以担水沟煤矿 9101 综放工作面为对象进行了现场试验分析, 采两采一放双轮顺序放煤工艺, 试验期间工作面采出率达到了 87.12%, 顶煤放出率达到 87.62%, 取得了良好的技术和经济效益。

#### 参考文献:

- [1] 孟金锁. 综放采区煤炭损失构成及对策分析[J]. 煤炭学报, 1998, 23(3): 305-309.  
MENG Jin-suo, Analysis on coal loss in mining area and its control in sub-level caving[J]. Journal of China Coal Society, 1998, 23(3): 305-309.
- [2] 靳钟铭. 放顶煤开采理论与技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2001.
- [3] 郭金刚. 提高综放采出率的理论与技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2002.
- [4] 王振, 刘长友, 黄炳香, 等. 特厚煤层放顶煤开采的实验[J]. 煤炭科学技术, 2006, 34(2): 43-45.  
WANG Zhen, LIU Chang-you, HUANG Bing-xiang, et al. Test on top coal caving mining in special thick seam[J]. Coal Science And Technology, 2006, 34 (2): 43-45.
- [5] 刘长友, 黄炳香, 吴峰峰, 等. 综放开采顶煤破断冒放的块度理论及应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(1): 56-61.  
LIU Chang-you, HUANG Bing-xiang, WU Feng-feng, et al. Fragment dimension theory and its application in fully mechanized top coal caving[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(1): 56-61.
- [6] 王家臣, 李志刚, 陈亚军, 等. 综放开采顶煤放出散体介质理论的实验研究[J]. 煤炭学报, 2004, 29(3): 260-263.  
WANG Jia-chen, LI Zhi-gang, CHEN Ya-jun, et al. Experimental study of loose medium flow field on the longwall top-coal caving[J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(3): 260-263.
- [7] 宋选民, 钱鸣高, 靳钟铭. 放顶煤开采顶煤块度分布规律研究[J]. 煤炭学报, 1999, 24(3): 261-265.  
SONG Xuan-min, QIAN Ming-gao, JIN Zhong-ming. Study on the fragmental distribution's regularity of top-coal fractured experiment for top-coal caving mining[J]. Journal of China Coal Society, 1999, 24(3): 261-265.
- [8] MENG Xian-rui, LIU Huan-yu, XU Yong-yong, et al. Analyses of top-coal movement and its main influencing factors in longwall top-coal caving mining[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2000, 10(2): 177-179.
- [9] 宋选民, 靳钟铭, 康天合. 放顶煤开采顶煤冒放性影响规律研究[J]. 山西矿业学院学报, 1995, 13(3): 264-271.  
SONG Xuan-min, JIN Zhong-ming, KANG Tian-he. Study on the effect law of top-coal caving and drawing properties in sublevel caving face[J]. Shanxi Mining Institute Learned Journal, 1995, 13(3): 264-271.
- [10] XIE He-ping, CHEN Zhong-hui, WANG Jia-chen. Three-dimensional numerical analysis of deformation and failure during top coal caving[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1999, 36(5): 651-658.