采矿工程

近直立煤层大段高综放开采放煤工艺优化数值模拟研究

谭刚[1], 刘旭东[1], 张朝善[2], 崔智伟[2,3], 王耀辰[2], 李秀娟[2], 张建佳[2]

1. 国家能源集团新疆能源有限责任公司, 新疆 乌鲁木齐 830000;
2. 中国矿业大学（北京）能源与矿业学院, 北京 100083;
3. 通用技术集团工程设计有限公司, 山东 济南 250031

中图分类号: TD823　**文献标识码:** A　**文章编号:** 1001−0076(2025)02−0064−13
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2025.02.006

摘要　乌东煤矿西采区近直立煤层采用水平分段综放开采。为提高生产效率, 可通过适当提升水平分段高度代替延长较短的工作面, 因此需对大段高条件下近直立煤层水平分段综放开采顶煤运移规律进行研究并优化放煤工艺参数以提高顶煤回收率。结合现场实测数据建立了各层位顶煤块度级配下的放煤模型, 通过颗粒流离散元数值分析得出了大段高条件下初始放煤及周期放煤过程中顶煤运移规律, 并对不同放煤参数及放煤顺序的顶煤回收量及煤损情况进行分析, 提出了适用于乌东煤矿 B3−6 工作面的合理放煤工艺。结果表明: 大段高条件下, 周期放煤过程中煤矸分界线的底口处有向右侧偏转回勾的趋势, 放出口提前见矸导致后续多步的放煤量较小, 煤矸分界线严重滞后于放煤口, 遗煤区域较大, 可适当采用过量放煤缓解分界线回勾程度; 采用 6 m 采高时, 在周期放煤前期时放出体发育、顶煤流动性更好, 产生的遗煤区相对较小; 采用 2.4 m 放煤步距条件下每步放煤量更多且有助于缓解见矸过快问题; 采用分段大间隔放煤方式分可以有效减小煤矸分界线的影响, 遗煤范围最少, 顶煤回收率达到 93.23%。

关键词　近直立煤层; 水平分段放顶煤; 顶煤运移规律; 采高; 放煤步距; 顶煤回收率

引言

我国急倾斜煤层的储量约为全国煤炭总储量的 4%, 其分布主要集中于我国的西部与南部地区[1-4]。由于急倾斜煤层在厚度、赋存倾角等方面存在差异, 同时受到埋深和层数的影响, 开采难度较大[5]。随着我国煤炭可开采储量的减少及开采技术的不断进步, 急倾斜煤层的开采占比将逐步增加。

对于急倾斜厚煤层的开采, 水平分段综采放顶煤开采法具有产量高、掘进率低、生产集中度高的优势, 且具备智能化开采的潜力。然而水平分段综采放顶煤开采法对煤层的赋存条件要求较为严格, 应用范围有限[6-7]。在对于厚煤层开采方法目前已有的众多研究中, 王家臣等[8] 基于 BBR 研究体系, 对特厚煤层综放开采放煤方式进行了优化研究, 提出了分段大间隔放煤方式, 并指出该放煤方式与顺序放煤和普通间隔放煤相比扩大了顶煤可放出的区域, 减少了架间煤损。张锦旺等[9] 基于 BBR 研究体系, 采用 B−R 模型分析了存在倾斜边壁影响时的顶煤运移规律及放出体形态变化机理, 推导了含倾角的放出体边界方程, 并指出采用“底板单轮、中部多轮”、端头逆序放煤有利于减少顶底板侧的残煤。伍永平等[10] 基于窑街煤矿 4020s—8 面现场实测结果, 结合实验室相似模拟及理论分析对顶煤松动爆破方案和回采工艺参数进行研究, 并进行工业性实验确定了合理的三角残煤回收方案。关书方等[11] 以唐山矿 0291 综放工作面为工程背景, 指出大倾角综放工作面顶煤损失主要集中在放煤工艺及端头, 并通过数值模拟对放煤步距进行优化以提高顶煤回收率。许力峰等[12] 以山西兴县金地煤矿为工程背景, 理论分析了特厚煤层低位综放开采顶煤回收率的影响因素, 指出顶煤回收率随低位放顶煤支架掩护梁倾角增大而降低, 并结合工业性实验给出了可行的优化方案, 可为相似条件工作面提供参考。

综合以上研究可知, 在厚煤层综放开采中放煤工

收稿日期: 2024 − 12 − 22
基金项目: 国家自然科学基金项目(52204163); 中国博士后科学基金项目(2024T171006); 中国科协青年人才托举工程项目(2022QNRC001); 中央高校基本科研业务费项目(2024ZKPYNY04, 2023YQTD02)
作者简介: 谭刚(1971—), 男, 工程师, 国家能源集团新疆能源有限责任公司乌东煤矿, 研究方向为煤矿开采及重大灾害治理, E-mail: 11434801f@ceic.com。
通信作者: 张朝善(1999—), 男, 湖北荆门人, 博士研究生, 主要从事放顶煤顶煤回收方面的研究工作, E-mail: Max_waczf@163.com。

艺对顶煤回收率的影响尤为显著, 结合不同地质条件的特殊性, 通过不同方式进行的工艺优化一直是重点与难点。由于不同地质条件下的开采差异性较大, 在以往研究中可以直接进行参考的理论指导依据仍需要根据生产中的具体条件进行分析与优化。尤其在采放比相对较低的近直立大段高综放开采中, 放煤成为整个工作面煤炭资源回收的主要环节。基于包括煤岩分界面、顶煤放出体、顶煤回收率与含矸率等在内的“四要素”放煤理论可以为确定合适的放煤工艺进行科学有效的指导以减少煤损并提高顶煤回收率[13]。乌东煤矿西采区主采 B1+2、B3−6 两组近直立煤层, 煤层倾角平均为 87°, 其中 B1+2 煤层平均厚度 28 m, B3−6 煤层平均为 40 m, 两层煤之间由岩柱分开, 两近直立特厚煤层均采用水平分段综放开采, 针对该矿近直立特厚煤层的赋存条件, 拟采用增大水平分段高度的方法进行开采。为实现近直立综放大段高工作面的高效高产, 需尽量降低因煤矸分界线回勾及滞后而导致的煤损。基于乌东煤矿 35 m 大段高条件和散体介质流理论, 通过颗粒流数值模拟对乌东近直立煤层综放工作面不同放煤高度、放煤步距及放煤顺序条件下顶煤的运移规律和煤炭损失情况进行对比分析, 来确定合理的放煤工艺参数, 为现场近直立煤层大段高综放工作面高资源回收率放煤优化提供指导。

1　乌东煤矿矿区工程概况

1.1　矿区地质概况

乌东煤矿位于新疆乌鲁木齐市东北部, 该矿分别有西、南、北三大采区, 井田总面积约为 20.282 5 km^2, 矿井采区分布如图 1 所示。乌东煤矿西采区位于准噶尔盆地东南部八道湾向斜南翼, 属于天山纬向构造体系的山前二级构造单元, 准噶尔盆地历史上经历过多次地质构造运动[14], 其中华力西运动、印度支那造山运动及侏罗纪后期的燕山和喜马拉雅运动对准噶尔盆地影响巨大, 并在燕山运动时期, 印度洋板块与亚欧板块碰撞形成了隆起的博格达山, 挤压天山南北

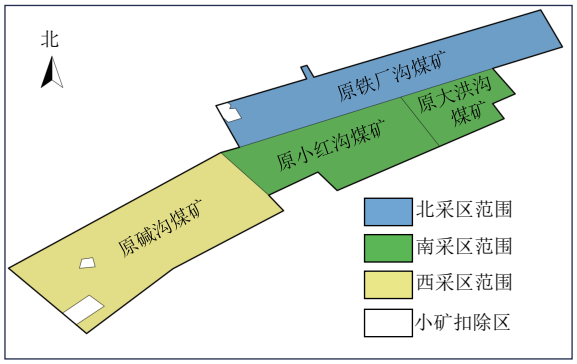

图 1　乌东煤矿三大采区分布
Fig. 1　Distribution map of the three major mining areas in Wudong Coal Mine

两侧, 在天山博格达北麓运动隆升影响下, 导致该区地层受强烈挤压作用, 其向斜轴面南倾, 倾角为 83°~89°, 西部倾角大于东部。

1.2　煤层赋存条件

乌东煤矿西采区煤层赋存条件如图 2 所示, 西区主采煤层为 B1+2 及 B3−6 两组煤层, 两煤层皆为近直立煤层, 其煤层平均倾角为 87°, 其中 B3−6 煤层位于 B1−2 煤层的北部, 两煤层中间由岩柱隔开, 中间隔断岩柱的厚度变化在 53~110 m 之间。两煤层的直接顶及直接底都以泥岩为主, 炭质泥岩次之, 可随采动垮落; 两煤层基本顶及基本底为粉砂岩、细砂岩, 基本不随采动垮落, 但存在层间滑移情况; 两煤层中间隔断岩柱主要成分为灰色粉砂岩, 夹有灰色细砂岩、灰白色中砂岩。本文主要研究对象 B3−6 煤层位于中统系西山窑组, 煤层整体为东北~南西方向上条带状分布, 其平均煤厚 44 m, 属于近直立特厚煤层, B3−6 煤层的普氏硬度在 0.8~1.3 之间, 灰分为 12%~15%, 属长焰煤和弱黏结煤, 实体密度为 1.3 t/m^3。

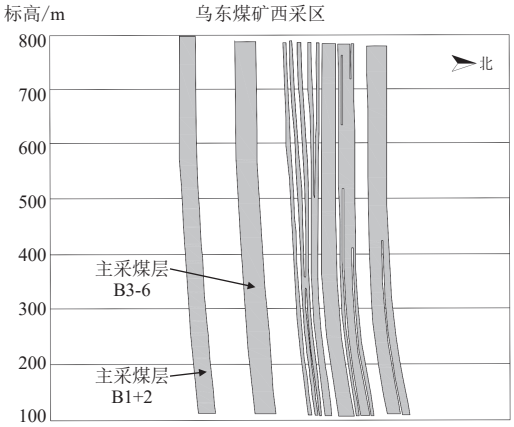

图 2　乌东煤矿西采区地质剖面
Fig. 2　Geological profile of the western mining area of Wudong Coal Mine

1.3　工作面开采方式

目前乌东煤矿西采区 B3−6 煤层采用水平分段综放的方式进行开采, 目前开采到+443 m 水平, 其分段高度为 26 m, 工作面长度 44.5 m, 设计该工作面走向推进长度为 1 800 m, 采煤高度为 3.2 m、放煤高度 22.8 m, 采放比为 1∶7.1, 现在 B3−6 煤层工作面开采到水平+443 m, 而 B1+2 煤层开采滞后于 B3−6 一个分段。西采区采掘布置如图 3 所示。

2　近直立煤层 35 m 大段高综放开采放煤工艺

2.1　顶煤块度测量数据统计及分析

为分析近直立煤层大段高综放开采下的顶煤运

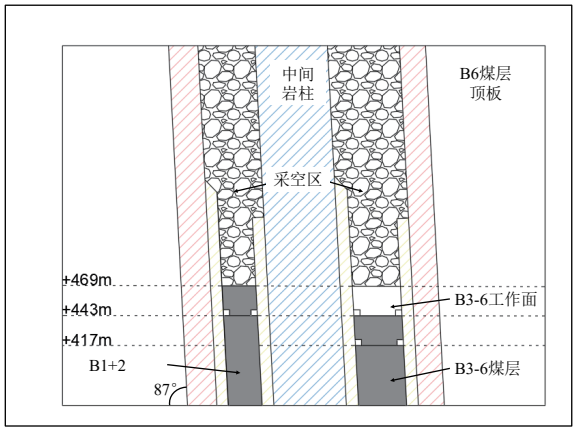

图 3　乌东煤矿西采区采掘布局

Fig. 3　Mining layout of the western mining area of Wudong Coal Mine

移规律，选取 B3−6 工作面上端头侧支架(4#)、中部支架(12#)及下端头侧支架(24#)并对其放出顶煤的块度进行现场实测。在进行放煤作业后，距离放煤口较近位置所放出顶煤的块度分布与实际顶煤接近[15]，因此选取皮带上最后 1.5 m 距离内的顶煤作为测量区域。

将实测煤体数据按照块度范围进行数据划分整理，如表 1~表 3 所示，对所测数据进行处理，绘制顶煤块度级配曲线及顶煤块度组分曲线，如图 4 所示。

因近直立煤层工作面放煤高度较大，该工作面顶

表 1　4#架放煤块度

Table 1　No. 4 hydraulic support coal drawing block degree

顶煤块度范围/cm	平均块度/cm	质量/kg	质量分数/%	累积质量分数/%
<10	5.0	7.69	13.83	13.83
10~15	12.5	5.41	9.73	23.56
15~20	17.5	4.17	7.50	31.06
20~25	22.5	1.47	2.64	33.70
25~30	27.5	4.84	8.71	42.41
30~35	32.5	14.62	26.30	68.71
35~40	37.5	17.40	31.29	100.00
总计	/	55.60	100.00	/

表 2　12#架放煤块度

Table 2　No. 12 hydraulic support coal drawing block degree

顶煤块度范围/cm	平均块度/cm	质量/kg	质量分数/%	累积质量分数/%
<10	5.0	8.92	12.63	12.63
10~15	12.5	2.97	4.21	16.84
15~20	17.5	3.17	4.49	21.33
20~30	25	2.89	4.09	25.42
30~40	32.5	9.90	14.02	39.44
40~50	37.5	21.00	29.75	69.19
50~55	52.5	21.80	30.81	100.00
总计	/	70.60	100.00	/

表 3　24#架放煤块度

Table 3　No. 24 hydraulic support coal drawing block degree

顶煤块度范围/cm	平均块度/cm	质量/kg	质量分数/%	累积质量分数/%
<10	5.0	10.25	14.60	14.60
10~15	12.5	2.07	2.95	17.55
15~20	17.5	4.11	5.85	23.40
20~25	22.5	2.13	3.04	26.44
25~30	27.5	3.47	4.94	31.38
30~35	32.5	18.28	26.07	57.45
35~40	37.5	29.90	42.55	100.00
总计	/	70.21	100.00	/

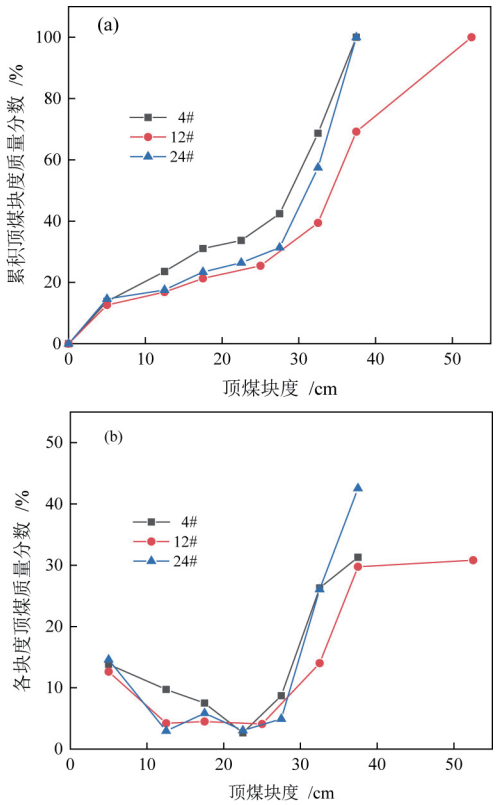

图 4　顶煤块度分布测量顶煤块度级配曲线 (a) 及顶煤块度组分曲线 (b)

Fig. 4　Measured curve of top coal lumpiness distribution of size distribution (a) and component (b)

煤块度级配曲线呈上凹型，最大顶煤块度达到 53 cm，三支架放出煤块中小块占比基本相同，块度小于 10 cm 的顶煤块体占总质量的 12.63%~14.60%，块度大于 30 cm 的顶煤质量占比为 57.59%~74.58%，工作面整体顶煤破碎程度较差，顶煤大块率较大。由图 4b 顶煤块度组分曲线可以看出，各支架上方顶煤组分占比最大的区域都为大块度区间，工作面顶煤块度较大易成拱阻碍顶煤顺利放出。

为进一步对顶煤块度分布特征定量描述，采用顶煤块度均值 D、顶煤块度标准差 σ_t 和变异参数 CV 三个参数对顶煤块体的破碎程度进行定量分析，分别通

过式(1)~(3)分别计算顶煤块度均值、标准差及其变异系数[15], 所得参数如表 4 所示。

$$D=\sum_{i=1}^{n}d_ip_i \tag{1}$$

$$\sigma_t=\sqrt{\sum_{i=1}^{n}p_i(d_i-D)^2} \tag{2}$$

$$CV=\frac{\sigma_t}{D} \tag{3}$$

式中: d_i—第 i 个顶煤块体的尺寸 (mm); p_i—第 i 个顶煤块体占总体顶煤块体的质量百分比。

表 4　顶煤块度均值、标准差及变异系数

Table 4　Mean, standard deviation and coefficient of variation of top coal lumpiness

支架编号	块度均值/cm	标准差/cm	变异系数
4#	27.587	12.746	0.46
12#	39.238	17.320	0.44
24#	28.496	11.897	0.42
整体	31.774	13.988	0.44

由表 4 可知, 顶煤块度均值整体为 31.774 cm, 工作面整体顶煤块度较大。由于在顶煤块度均值较大的情况下, 标准差基本稳定, 无法准确反映顶煤块度的离散程度, 通过引入变异系数 CV 来体现顶煤块度的离散程度。整体变异系数较小, 为 0.44, 说明工作面顶煤块度值相对集中, 大部分放出顶煤块度较大。

为便于后续顶煤放出体数值模拟模型的建立, 整体将工作面放出顶煤按块度占比进行范围划分, 如表 5 所示。通过累积质量分数, 将块度范围整体划分为 0~30 cm、30~40 cm、40~55 cm 三层, 分别占顶煤总量的 32.34%、37.01%、30.65%。将此块度分区范围与不同层位顶煤破坏程度进行对应, 可知下位顶煤破坏程度优于上位顶煤、优于中位顶煤。由于现场采用爆破辅助弱化顶煤破碎, 节理裂隙对爆破后的块度分布影响较大, 节理裂隙弱面位置会首先开裂延展并进一步破坏, 下位煤体由于裂隙发育具有最佳破碎效果, 其次为上位煤体以及中位煤体[16]。中位煤体因位于应力集中区, 爆破会受到高应力围压的抑制作用[17], 因此综合考虑后的顶煤块度分布为中位顶煤>上位顶煤>下位顶煤, 按此分布规律进行不同层位顶煤块度区间的划分。

表 5　工作面整体顶煤块度占比

Table 5　Percentage of overall top coal lumps in the working face

顶煤块度范围/cm	质量/kg	质量分数/%	累积质量分数/%
<10	26.86	13.68	13.68
10~15	10.45	5.32	19.00
15~20	11.45	5.83	24.83
20~25	3.60	1.83	26.66
25~30	11.15	5.68	32.34
30~35	23.67	12.05	44.39
35~40	49.03	24.96	69.35
40~50	17.40	8.86	78.21
50~55	42.80	21.79	100.00
总计	196.41	100.00	/

2.2　近直立煤层大段高综放模型的建立

由于近直立煤层水平分段综放开采段高较大, 使得工作面大部分放出的顶煤块度较大, 因此需建立顶煤块度较大的散体模型并对顶煤运移规律进行研究。由于现场采用爆破弱化顶煤破碎, 可认为破碎后的顶煤流动符合散体介质流理论, 因此采用散体颗粒进行顶煤及垮落矸石的模拟[18-19]。由于采用 PFC^{2D} 数值模拟软件可以更有效地对大尺度模型颗粒流模拟进行高效运算, 根据上文块度大小及分布条件来进行 PFC^{2D} 数值模型的建立, 将煤层按照块度区间划分为三层, 在顶煤上方建立一层用于模拟上分段开采垮落后的破碎矸石, 煤层及松散填充体颗粒的物理力学参数如表 6 所示。为更符合现场放出顶煤块度实际分布情况, 将煤层所占质量百分比与现场各块度所占百分比进行对应生成, 通过在 PFC 内建立粒径分布表格及粒径分布函数, 将各层煤体按现场块度测试结果进行级配设计, 各层位顶煤放出体的块度体积占比如表 7 所示, 模型高度为 50 m, 长度为 96 m, 煤层厚度为 35 m, 垮落矸石厚度为 15 m, 模型上部为自由边界, 左右设定为固定边界。

表 6　模拟煤矸颗粒参数表

Table 6　Parameters of simulated gangue particles

岩层	法向刚度 k_n/(N·m^{-1})	切向刚度 k_s/(N·m^{-1})	密度 ρ/(kg·m^{-3})	块度/cm	摩擦系数
下位煤层	2×10^8	2×10^8	1 440	0~30	0.4
中位煤层	2×10^8	2×10^8	1 440	40~55	0.4
上位煤层	2×10^8	2×10^8	1 440	30~40	0.4
垮落矸石	4×10^8	4×10^8	2 500	40~60	0.4

通过在模型下方设置墙体单元模拟支架操作进行放煤, 目前 B3−6 工作面采用 ZFY10000/22/40D 放顶煤支架, 该支架采高为 4 m, 放煤高度 31 m, 现场目前移架步距为 0.8 m, 采用两刀一放、见矸关门的方法进行作业, 设定支架尾梁倾角为 50°, 摩擦系数为 0.2, 在放煤口底部设置高 0.3 m 的竖墙模拟后部刮板输送机实际高度, 放煤步距设为 1.6 m, 一共推进 15 步, 初始放煤位置及最终放煤位置距左右边界 30 m, 用来消除边界影响, 在顶煤中均匀设置 7 条标记线, 相邻两条标记线的间隔为 3.875 m, 以便于观察顶煤运移特

表 7　模拟顶煤颗粒块度级配表

Table 7　Simulated top coal particle lumpiness grading table

顶煤块度范围/cm	各层位顶煤颗粒体积占比/%		
	下位顶煤	中位顶煤	上位顶煤
<10	42.29	/	/
10~15	16.45	/	/
15~20	18.03	/	/
20~25	5.67	/	/
25~30	17.56	/	/
30~35	/	/	32.56
35~40	/	/	67.44
40~50	/	28.91	/
50~55	/	71.09	/
总计	100.00	100.00	100.00

征及放出体颗粒情况。所建立的初始模型如图 5 所示。

2.3　大段高综放开采周期顶煤运移规律

在周期放煤的过程中，上一轮放煤结束支架移架后形成的煤矸分界线为下次放煤时顶煤的边界条件，因此支架侧的煤矸分界线对于周期放煤影响极大，选取周期放煤中煤矸分界线出现代表性特征的放煤轮次如图 6 所示。

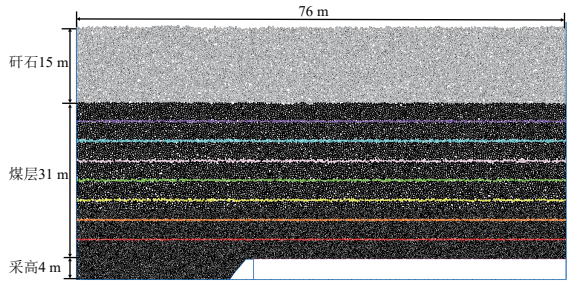

图 5　大段高综放开采初始模型

Fig. 5　Initial model of large section height mining

由于段高较大导致煤矸分界线的斜率极大，在第 2 次放煤后，煤矸分界线的底口处就有向右侧偏转的趋势产生回勾，并且在后续放煤中偏转不断发育在第 7 次放煤后达到最远，将导致在回勾线上方的顶煤和矸石处于同一水平位置，煤和矸石会同时抵达放煤口，在上层顶煤未完全放出时提前见矸，因此这几次放煤量都较少且煤矸分界线滞后于放煤口位置严重，放煤前后的煤矸分界线位置基本重合，在第 8 次放煤时分界线回勾被上方流动下来的顶煤打断，只在右侧由较少的矸石遗留影响到第 9、10、11 次放煤，所以在第 12 次放煤时无煤矸分界线回勾及矸石遗留影响，此次放煤量极大。在第 11 次放煤时，煤矸分界线中出现明显的突出区入侵顶煤，这不利于突出区附近的顶煤回收，在第 12 次放煤后也因煤矸分界线的入侵形成

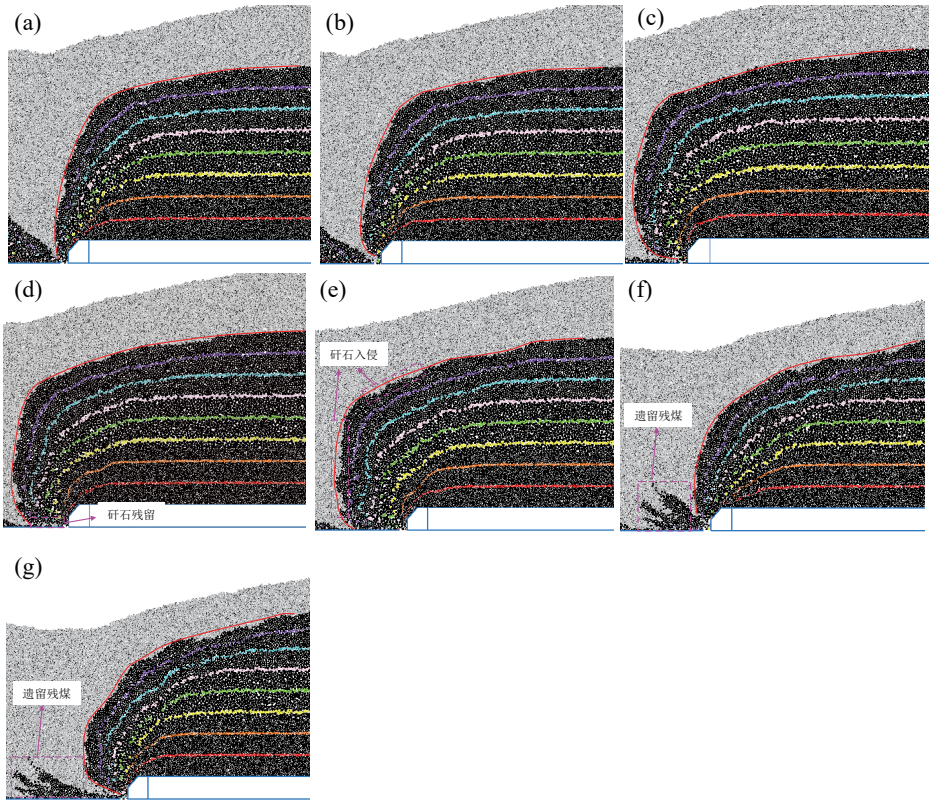

图 6　周期放煤煤矸分界线（a—第 1 次放煤；b—第 2 次放煤；c—第 3 次放煤；d—第 4 次放煤；e—第 5 次放煤；f—第 6 次放煤；g—第 7 次放煤）

Fig. 6　Morphology of the coal gangue dividing line for periodic coal drawing: (a—the 1st coal drawing; b—2nd coal drawing; c—3rd coal drawing; d—4th coal drawing; e—5th coal drawing; f—6th coal drawing; g—7th coal drawing)

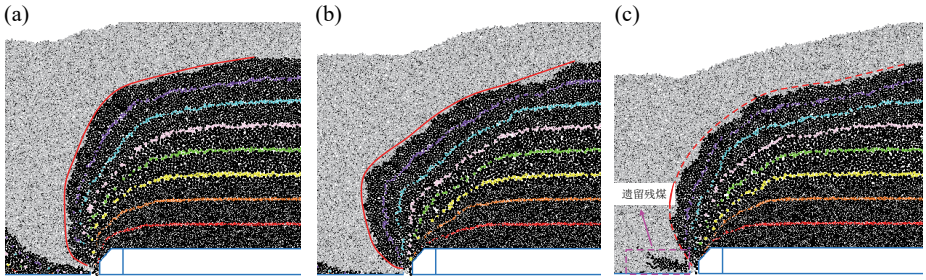

图 7　周期放煤煤矸分界线(a—第 4 次放煤; b—第 8 次放煤; c—第 12 次放煤)
Fig. 7　Morphology of the gangue dividing line for periodic coal drawing (a—the 4th coal drawing; b—the 8th coal drawing; c—the 12th coal drawing)

大范围遗留残煤区, 到最后推进到 15 步时, 残煤已被矸石包围且离放煤口过远无法回收造成资源的浪费, 并且随着向前推进煤矸分界线偏转回勾的问题也再次出现, 对周期放煤影响严重。

煤矸分界线偏转回勾剧烈问题严重影响到后续多步放煤, 不仅会使每次放煤持续时间差异性较大, 影响现场采煤推进安排, 同时提前见矸将导致顶煤回收不充分并产生大范围的遗煤。可以考虑通过在煤矸分界线底角回勾偏转发育过程中采用过量放煤的方式来增加顶煤回收率, 有效地减小残煤区、削弱煤矸分界线的回勾, 同时平均后续单次放煤量。在每 3 次放煤后采取一次过量放煤(分别在第 4、8、12 步过量放煤)进行对比, 过量放煤在放煤口矸石占比超过一半时关闭放煤口, 放煤后的煤矸分界线如图 7 所示。

在前两次过量放煤后煤矸分界线底部仍然会有一定的回勾, 但其回勾程度明显有所降低, 并且在第二次过量放煤后, 放煤口后方顶煤高度有明显的下降, 此时煤矸分界线的上半段斜率有所减缓, 后续推进到第 12 步过量放煤后, 因矸石密度较大、流动较快还是会入侵顶煤区域, 仍会产生遗煤现象, 但相比而言形成的遗煤区域也有所减小, 因此为避免出现大范围遗煤, 可适当采用过量放煤来提高顶煤的回收率。

为对周期放煤时煤矸分界线动态发育过程进行研究, 选取放煤时间较短的第 3 步与放煤时间较长的第 12 步进行对比, 分别提取这两步放煤前、移架后及放煤结束的煤矸分界线坐标位置, 并采用二次函数对其进行拟合, 得到第 3 步及第 12 步煤矸分界线演化坐标图 8。

由图 8a 可知, 因煤矸分界线底部的回勾, 第 3 步放煤煤矸分界线整体变化不大, 随着高度的增加放煤前与放煤后的分界线越来越接近, 放煤前煤矸分界线与放煤后煤矸分界线所围成的面积为此次放出的煤量, 可以看出上部顶煤放出量较小, 而移架后的煤矸分界线也是除了最底部基本与放煤后的煤矸分界线相重合, 说明移架对于大段高综放开采煤矸分界线的变化影响较小, 但是移架后分界线底部的位移会增加煤矸分界线的回勾程度。由图 8b 可知, 因放煤前煤矸分界线的滞后, 放煤前与放煤后分界线变化剧烈, 其变化程度随着高度的增大先增加后减小, 因此中部顶煤放出较多, 且此次放煤后煤矸分界线的回勾程度大幅减小, 拟合效果更优, 移架后煤矸分界线变化较

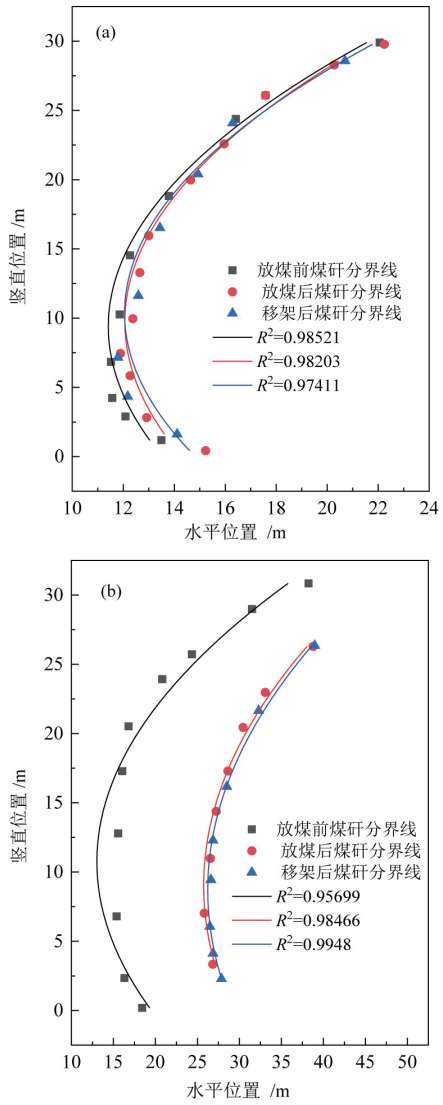

图 8　周期放煤煤矸分界线演化第 3 次放煤 (a) 及第 12 次放煤 (b) 坐标
Fig. 8　Coordinate plot of coal−gangue demarcation line for periodic coal drawing of the 3rd coal drawing (a) and the 12th coal drawing (b)

小，但在各高度位置的变化较均匀，证明在无煤矸分界线回勾影响下各高度煤体放出效果较为一致。

3　近直立煤层 35 m 大段高综放开采采煤高度优化

通过对大段高综放开采条件下顶煤运移规律研究可知，其煤矸分界线底角向支架侧偏转回勾会对顶煤的放出带来不利的影响，通过 PFC^{2D} 离散元模拟来对不同采煤高度进行模拟，分析采煤高度对顶煤运移规律及顶煤回收率的影响，以此来综合确定大段高综放开采合理的采放比。

分别建立采高为 4 m、5 m 及 6 m 的放煤模型，在模拟中各采高的放煤步距均采用 1.6 m，共推进 20 步，各采高条件下初始放煤后的煤矸分界线形态如图 9 所示。

各采高下初始放煤煤矸分界线形态都为漏斗状，而且采高越大采空区侧分界线的斜率会随之增大，采高为 4 m、5 m 时采空区侧分界线明显出现下凹，这是因为放出空间较小且顶煤的段高较大，顶煤的流动速度较慢，而采高为 6 m 时，因顶煤放出空间的变大，顶煤的流动速度随之加快，采空侧的煤矸分界线整体形态较为流畅无大范围下凹，并且在放出过程中成拱次数也明显减少，共计成拱 4 次。

为对各采高下每次推进放煤放出体形态进行研究，将每次放出顶煤用不同颜色进行分组标记，再通过反演得到每一步的放出体特征形态如图 10 所示。

由图 10 可知，各采高初始放煤放出体形态都为椭球体，初始放出体都发育到煤层顶部，随着采高的增加，初始放出体的宽度有所减小，这是因为放煤厚度的减少会导致放煤时间也随之减少，因此初始放出量会有所减小，但这会有益于后续几次周期放煤放出体的发育范围。

在周期放煤时，每一次的放煤区域大小不一，但整体上放煤区域的形态从细条状转变为倒三角状再转变为条状，这是因为在周期放煤初期受到侧方煤矸分界线的影响，放出顶煤量较小呈条状在椭球体右侧发育，然后因后续放煤时煤矸分界线底角会向放出口偏转，在上层顶煤未完全放出时就提前见矸，顶煤放出的条状区域渐渐向采空区侧倾斜，并且随着采高的增加，条状区的倾斜程度有所缓解，这是因为采高增加后放煤高度随之减小、放煤空间随之增大，顶煤整体的流动速度有所提升，比小采高的放出体发育得更好；当煤矸分界线滞后严重会出现一次大量放煤，此次放煤会将之前未及时放出上层顶煤一并放出，因此该放煤区域呈现为倒三角状，也正是因为此次放煤时间较长，较长的放煤过程加剧了矸石入侵顶煤的程度，从而产生了遗煤区域，遗煤区域分布于上层顶煤处，相比于其他采高而言，6 m 采高因为在周期放煤前期时放出体发育得更好，此次大规模放煤的放煤量要小于 4 m、5 m 采高，放煤过程相比更短，并且顶煤流动性也更好，所产生的遗煤区相对较小。

为对各采高下周期放煤放出量变化进行分析，将每一步所放出的顶煤颗粒 ID 及半径进行记录，通过将每次推进后放出顶煤的面积作为顶煤的回收量进行评价，在各采高条件下每次推进后顶煤的放出量如图 11 所示。

由图 11 可知，周期放煤的放出量存在较大差异，在前期放出量都较少，到第 12 步会有大规模的放出，随后放出量变小，后续推进到一定距离会再次出现大规模放煤。并且可以清晰地看出，随着采高的增加，在第 12 次大规模放煤前，采高越大周期放煤前期放煤量越大，因此当采高为 6 m 时，前期放出体发育较

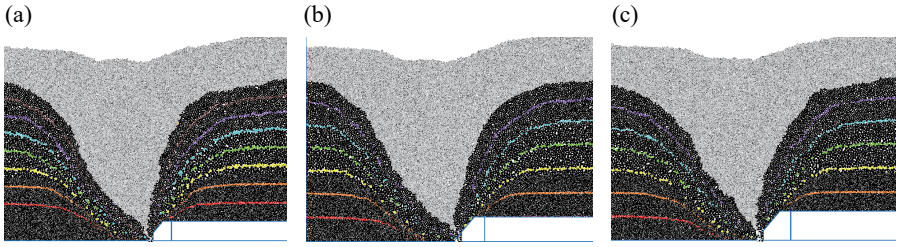

图 9　采高 4 m(a)，采高 5 m(b) 及采高 6 m(c) 初始放煤煤矸分界线形态

Fig. 9　Morphology of coal−gangue demarcation line of coal drawing at 4 m mining heights (a), 5 m mining heights (b), and 6 m mining heights (c)

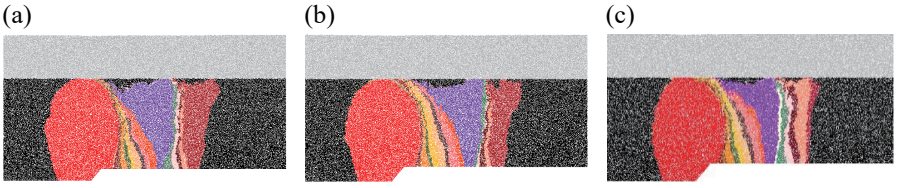

图 10　4 m 采高 (a)，5 m 采高 (b) 及 6 m 采高 (c) 下每一步放出体反演

Fig. 10　Inversion of the coal drawing body at each step at 4 m mining height (a), 5 m mining height (b) and 6 m mining height (c)

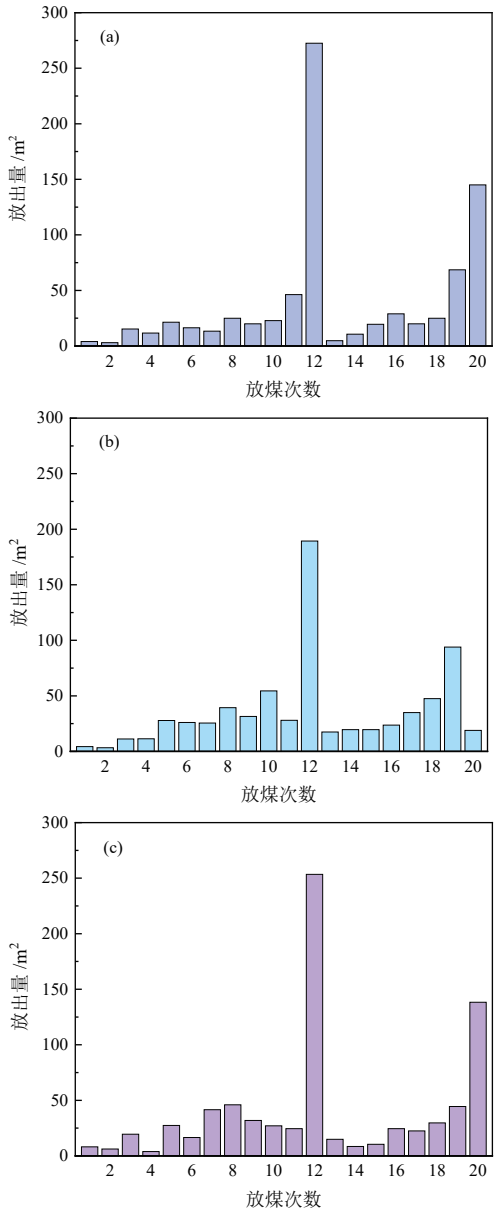

图 11　4 m 采高 (a)、5 m 采高 (b) 及 6 m 采高 (c) 下周期放煤放出量变化

Fig. 11　Variation of coal drawing volume by mining height cycle at 4 m mining height (a), 5 m mining height (b), and 6 m mining height (c)

好直接导致了在第 12 次放煤时的放煤量相比较小, 这有助于减少残煤范围并增加顶煤回收率。

图 12 为各采高条件下放煤结束后的煤矸形态图, 由图可见顶煤的损失具有周期性, 残煤区域都为向支架侧斜倾类似三角的形态, 和煤矸分界线入侵顶煤方向一致, 且采高越大残煤区的面积就越小。将各采高损失量进行统计, 可知采高为 4 m 时顶煤的损失量为 107.12 m², 采高为 5 m 时顶煤的损失量为 101.76 m², 采高为 6 m 时顶煤的损失量为 88.71 m², 根据式 (4) 计算不同采高顶煤总量并通过残煤量分别计算各采高的损煤率[15], 结果如表 8 所示。

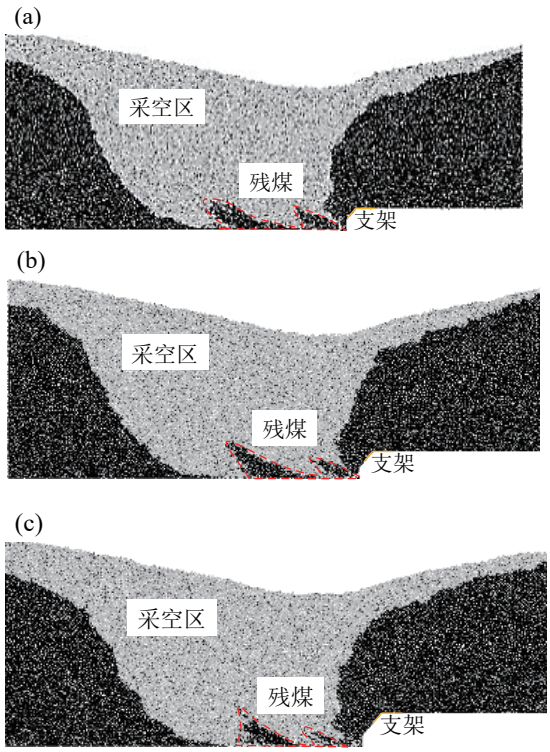

图 12　4 m 采高 (a)、5 m 采高 (b) 及 6 m 采高 (c) 下放煤结束后煤矸形态

Fig. 12　Coal gangue morphology after the end of coal drawing at 4 m mining height (a), 5 m mining height (b), and 6 m mining height (c)

$$S = L_t \times H_f \times (1 - c) \tag{4}$$

式中: S 为顶煤颗粒总面积; L_t 为推进总距离; H_f 为放煤高度; c 为孔隙率, 取 0.2。

表 8　各采高损煤率

Table 8　Coal loss ratio of mining height

采高/m	放煤总量/m²	遗煤量/m²	损煤率/%
4	793.60	107.12	13.50
5	768.00	101.76	13.24
6	742.40	88.71	11.95

由此可知, 随着采高的增加, 遗煤量随着减少并且损煤率也随之减小, 其中 6 m 采高的损煤率为 11.95%, 回收效果较好。综上可得 6 m 采高为合理采煤高度。

4　近直立煤层 35 m 大段高综放开采放煤步距优化

在周期放煤中, 因采空区侧煤矸分界线会影响放煤口见矸, 侧方因煤矸分界线回转将导致放煤口提前见矸, 严重影响顶煤的回收率。合理的放煤步距能调整侧方煤矸分界线入侵放煤口的距离, 保证近直立大段高综放开采顶煤的高效回收。

目前现场采用的采煤步距为 0.8 m、放煤步距为

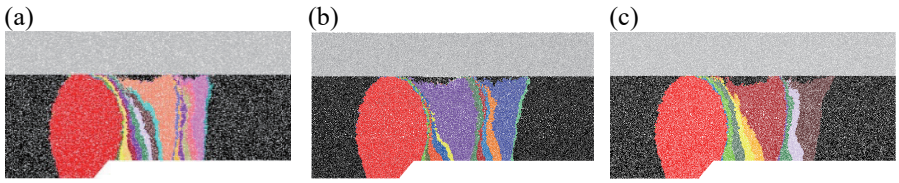

图 13　1.6 m 放煤步距 (a)、2.4 m 放煤步距 (b) 及 3.2 m 放煤步距 (c) 下每一步放出体反演
Fig. 13　Inversion of the drawing body at 1.6 m coal drawing interval (a), 2.4 m coal drawing interval (b), and 3.2 m coal drawing interval (c)

1.6 m, 分别对 6 m 采高的条件下, 两刀一放 (步距 1.6 m) 共推进 20 步、三刀一放(步距 2.4 m)共推进 14 步、四刀一放(步距 3.2 m)共推进 10 步进行模拟研究, 图 13 为各放煤步距下放出体反演形态。

当放煤步距增加时, 放出体形态差别较大。伴随着步距增加, 各放出体范围均扩大, 在周期放煤前期放出体形态呈现为条状, 但当出现大规模放煤时放出体形态由倒三角状转变为类似于倒梯形状, 可知各层位顶煤放出均匀度有所提升。

通过对各放煤步距下周期放煤过程中每一步放出量进行统计, 绘制放出量随推进距离变化的曲线, 以此对比分析各步距对周期放煤放出量变化的关系。各步距周期放煤放出量变化如图 14 所示。

随着放煤步距的增加, 每一次顶煤的放出量均有所提升, 但整体而言每一步的放出量存在较大差别, 并且各步距下煤矸分界线滞后所导致的大规模放煤位置基本相同并且呈现周期性, 证明受煤矸分界线偏转回勾所导致的滞后距离有限, 每推进 17~20 m 左右就会得到缓解。

图 15 为各放煤步距下放煤结束后的煤矸形态,

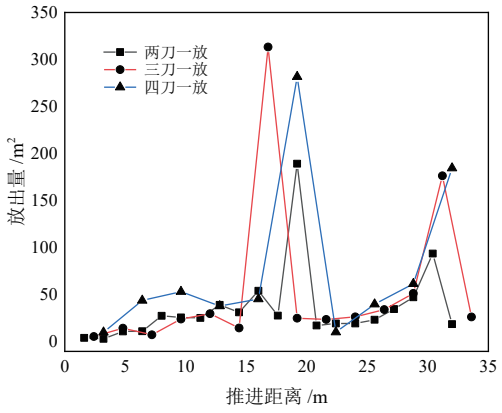

图 14　各步距周期放煤放出量变化
Fig. 14　Variation of coal drawing volume by different periodic coal drawing

由图可见各步距下残煤区域都呈现为向支架侧倾斜的形态, 分别对各步距残煤量进行统计, 其中两刀一放的遗煤量为 88.71 m², 三刀一放的遗煤量为 93.78 m², 四刀一放的遗煤量为 98.98 m², 可知随放煤步距增加遗煤量增加。

对各放煤步距的损煤率进行计算, 结果如表 9 所示, 可知在放煤步距增加后顶煤的损煤率有所上升, 其中 3.2 m 步距条件下顶煤损煤率相对较高, 但 1.6 m 和 2.4 m 放煤步距条件下损煤率相差不大, 且在 2.4 m 步距条件下每一步放煤量更多并且更大的放煤步距有助于减小侧方煤矸分界线影响导致的过快见矸现象的发生, 因此宜选用 2.4 m 作为合理放煤步距。

5　近直立煤层 35 m 大段高综放开采放煤顺序优化

5.1　模拟方案及模型的建立

不同的放煤顺序会对顶煤回收率产生影响, 通过上文分析所得以 35 m 段高、6 m 采高为基础并依据现场实际情况 1∶1 的尺寸建立工作面倾向模型, 模型中共建立 29 个支架, 支架的中心距为 1.75 m, 工作面两侧顶底板边界采用固定颗粒进行模拟, 所建立近直立特厚煤层倾向模型如图 16 所示, 模型中颗粒参数如表 10 所示。

在近直立大段高的条件下, 因段高过大初次放煤漏斗极大, 采用传统间隔放煤效果并不理想[20], 为对近直立煤层综放开采合理放煤方式进行研究, 分别采用顺序放煤、端头逆序放煤以及分段大间隔放煤三种放煤方式进行模拟分析, 因放顶煤工作面两侧端头会保留一定数量的支架不放煤, 因此在模拟中两侧各保留两个支架不放煤, 放煤顺序为底板侧 3 号支架开始到顶板侧 27 号支架结束, 在模拟中采用见矸关门控制放煤口的开合。

图 15　1.6 m 放煤步距 (a)、2.4 m 放煤步距 (b) 及 3.2 m 放煤步距 (c) 下放煤结束后煤矸形态
Fig. 15　Coal gangue morphology at the end of each step of coal discharge for 1.6 m coal drawing interval (a), 2.4 m coal drawing interval (b), and 3.2 m coal drawing interval (c)

表 9　各放出步距损煤率

Table 9　Coal loss rates by different coal drawing interval

步距/m	放煤总量/m²	遗煤量/m²	损煤率/%
1.6	742.40	88.71	11.95
2.4	779.52	93.31	11.97
3.2	742.40	98.98	13.44

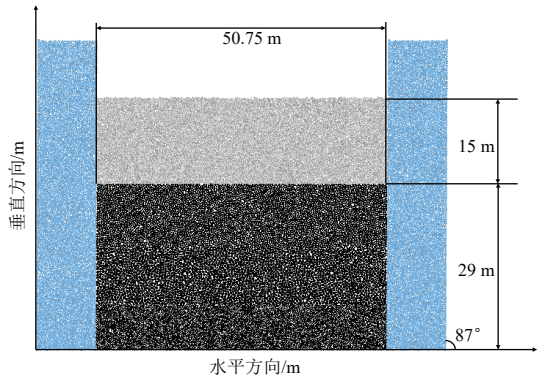

图 16　近直立特厚煤层倾向模型初始状态

Fig. 16　Initial state diagram of the tendency model for nearly upright extra thick coal seams

表 10　倾向模型颗粒参数

Table 10　Table of particle parameters for tendency models

岩层	法向刚度 k_n/(N·m⁻¹)	切向刚度 k_s/(N·m⁻¹)	密度 ρ/(kg·m⁻³)	块度/cm	摩擦系数
顶煤	2×10^8	2×10^8	1 440	见区间级配	0.4
顶板	4×10^8	4×10^8	2 500	40~60	0.4
底板	4×10^8	4×10^8	2 500	40~60	0.4
垮落矸石	4×10^8	4×10^8	2 500	40~60	0.4

顺序放煤按照 3~25 的支架顺序依次进行放煤, 端头逆序放煤为 3~21 架顺序放煤、27~22 架逆序放煤。由于工作面的段高较大, 分段大间隔放煤将整个工作面长度视为一个分段, 先对 3 号、27 号支架进行放煤, 再对分段中间支架 15 号支架进行放煤。将工作面分为两段, 分别在两段内的中间支架进行放煤, 以此规律循环进行间隔放煤, 三种放煤顺序如图 17 所示。

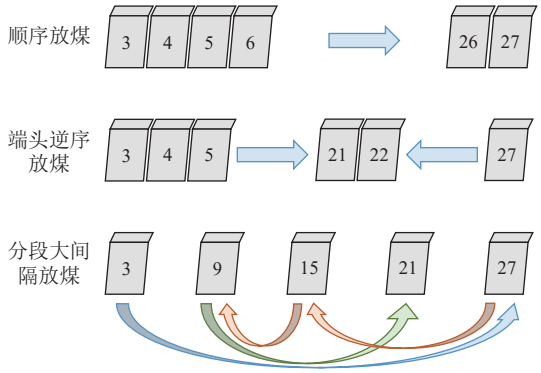

图 17　放煤顺序示意图

Fig. 17　Schematic diagram of coal drawing order

5.2　不同放煤顺序下放煤过程

为直观展示不同放煤方式下顶煤的回收情况及损煤位置, 通过分组反演的方式获得放煤结束后放出体的反演图, 分别对上述三种放煤方式的放出体形态进行研究, 如图 18 所示。

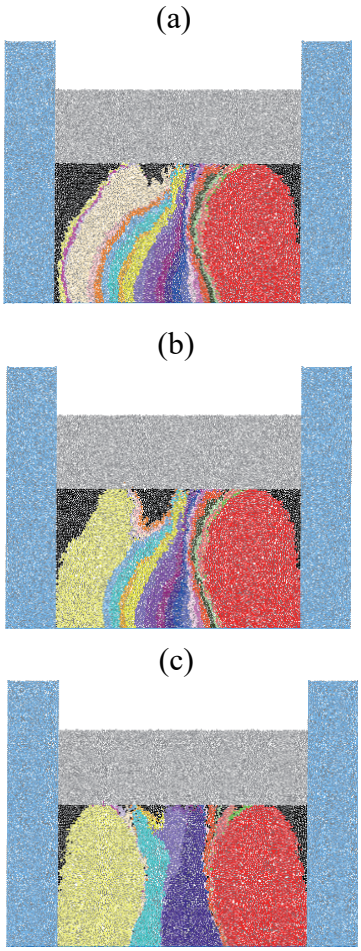

图 18　顺序放煤 (a)、端头逆序放煤 (b) 及分段大间隔放煤 (c) 下放出体反演

Fig. 18　Inversion of releasing body under sequential coal drawing (a), partially reverse drawing (b), and subsection drawing with large interval (c)

由图 18 可知, 放出体形态、大小各不相同, 其中顺序放煤及端头逆序放煤都是由开始的椭球体转变为条状, 即使采用了端头逆序放煤, 因大段高条件下侧方的煤矸分界线影响范围大, 顶板侧放出体还是受到分界线影响未形成较完整椭球体, 而分段大间隔放煤则是顶底板两侧放出体呈椭球体形态, 中间放出体主要呈条状。各放煤方式下未放出顶煤主要位于顶底板区域, 因三种放煤方式都是从底板侧开始放煤, 所以底板侧遗煤区域基本相同, 而顶板侧遗煤很明显, 可以看出顶板放出体发育最好的分段大间隔放煤所产生的顶板遗煤最少。

对不同放煤方式下各支架放出顶煤量进行统计, 得到不同放煤方式各支架顶煤放出量, 如图 19 所示。

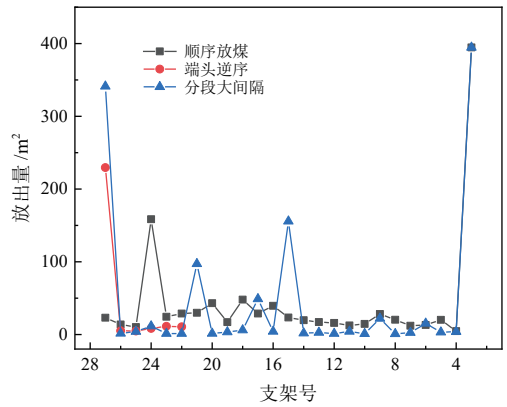

图 19　不同放煤方式各支架顶煤放出量

Fig. 19　Top coal drawing volume of each bracket with different coal drawing methods

分段大间隔放煤支架放出量呈锯齿形，而顺序放煤及端头逆序放煤仅有两个支架处出现峰值放出量较大，可知分段大间隔放煤的放出体发育更充分。

5.3　各放煤顺序下回收率分析

图 20 为各放煤顺序下放煤结束后的煤矸形态。

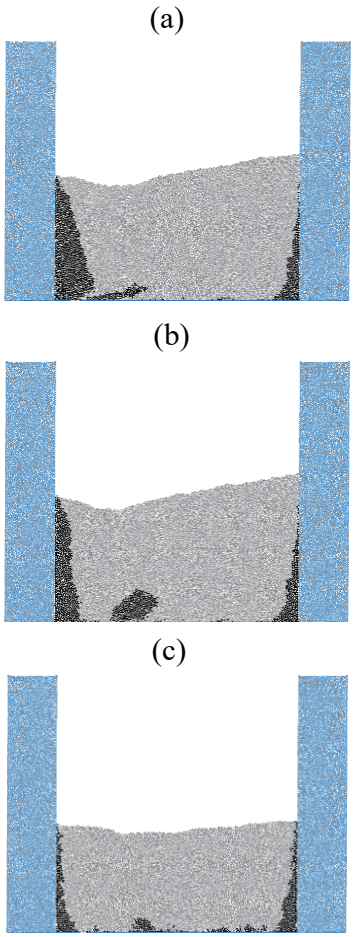

图 20　顺序放煤 (a)、端头逆序放煤 (b) 及分段大间隔放煤 (c) 下煤矸形态

Fig. 20　Coal gangue morphology of sequential coal drawing (a), partially reverse drawing (b), and subsection drawing with large interval (c)

由图可知，在三种放煤顺序下，残煤主要集中在顶底板边界处。顺序放煤时底板遗煤范围最大，这是因为这种放煤方式受侧方煤矸分界线影响最严重，侧方煤矸分界线入侵放煤口导致在上方顶煤未完全回收的情况下关门，产生大量的残煤，相比之下端头逆序放煤的顶煤回收要优于顺序放煤，但当逆序放煤最后靠近侧方煤矸分界线时，还是会受到其影响在最后放煤支架位置产生遗煤，而分段大间隔放煤因每回放煤都尽量与煤矸分界线保持最大距离，受到煤矸分界线的影响最小，最后形成的遗煤范围也明显最少。对各放煤方式遗煤量进行统计，其中顺序放煤的遗煤量最大为 173.75 m²，端头逆序放煤遗煤量为 140.28 m²，分段大间隔放煤的遗煤量最少，为 80.75 m²。

最终对各放煤顺序下的回收率进行统计，结果如表 11 所示，其中顺序放煤的回收率最低为 85.54%，端头逆序放煤回收率为 88.32%，分段大间隔的放煤顺序回收率最佳，为 93.23%，因此采用分段大间隔的放煤方式有助于减少资源的浪费。

表 11　各放煤方式的顶煤回收率

Table 11　Top coal recovery rates for different coal drawing methods

放煤方式	放出量/m²	回收率/%
顺序放煤	1 027.82	85.54
端头逆序	1 061.23	88.32
分段大间隔	1 120.23	93.23

6　结论

(1)在大段高条件下，周期放煤可适当采用过量放煤的方式缓解煤矸分界线的回勾、滞后，以此减小遗煤区域，提高顶煤回收率。

(2)通过对比分析可知，在开采过程中随采高的增加遗煤量与顶煤损失率减小，采用 6 m 采高相较于其他采高在周期放煤前期顶煤放出体发育及流动性更好，产生的遗煤区相对较小；随放煤步距的增加遗煤量与损煤率均有所上升，采用 2.4 m 步距条件下每一步的放煤量更多并有助于减小侧方煤矸分界线影响导致见矸过快的问题。

(3)各放煤顺序下遗煤区域主要集中于顶底板位置，在采用分段大间隔放煤时受到煤矸分界线的影响最小，最终形成的遗煤范围最少，回收率最佳为 93.23%。因此建议采用分段大间隔的放煤方式，这有助于减少资源浪费。

参考文献：

[1] 袁祥清. 浅谈我国急倾斜煤层开采方法应用现状[J]. 内蒙古煤炭经济, 2020, 38(21): 175−176.
YUAN X Q. Brief discussion on the application status of coal mining

methods for steeply dipping coal seams in China[J]. Inner Mongolia Coal Economy, 2020, 38(21): 175−176.

[2] 杜长勇. 我国急倾斜煤层开采方法应用现状[J]. 中小企业管理与科技 (上旬刊), 2015, 34(5): 100−101.
DU C Y. The application status of steeply dipping coal seam mining methods in China[J]. Management & Technology of SME, 2015, 34(5): 100−101.

[3] DENG Y H, WANG S Q. Feasibility analysis of gob−side entry retaining on a working face in a steep coal seam[J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2014, 24(4): 499−503.

[4] 伍永平, 刘孔智, 贠东风, 等. 大倾角煤层安全高效开采技术研究进展[J]. 煤炭学报, 2014, 39(8): 1611−1618.
WU Y P, LIU Z K, YUN D F, et al. Research progress on the safe and efficient mining technology of steeply dipping seam[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(8): 1611−1618.

[5] 董燕, 李圣军, 杨锡军. 急倾斜中厚煤层水平分段液压支架放顶煤开采技术研究[J]. 能源与环保, 2017, 39(5): 60−64+69.
DONG Y, LI S J, YANG X J. Research on horizontal section hydraulic support top−coal caving of inclined medium−thickness seam[J]. China Energy and Environmental Protection, 2017, 39(5): 60−64+69.

[6] 张锋刚, 杨文连. 急倾斜水平分段放顶煤开采应力分布规律及冲击地压防治[J]. 煤矿安全, 2023, 54(7): 101−108.
ZHANG F G, YANG W L. Stress distribution law of steeply inclined horizontal sectional caving coal mining and prevention and control of rock burst[J]. Safety in Coal Mines, 2023, 54(7): 101−108.

[7] 华乐. 天河煤矿急倾斜厚煤层采煤方法优化研究[D]. 淮南: 安徽理工大学, 2015.
HUA L. Tianhe coal mine steeply inclined thick seam coal mining method optimization research[D]. Huainan: Anhui University of Science and Technology, 2015.

[8] 王家臣, 陈祎, 张锦旺. 基于 BBR 的特厚煤层综放开采放煤方式优化研究[J]. 煤炭工程, 2016, 48(2): 1−4.
WANG J C, CHEN Y, ZHANG J W. Optimization study on drawing technique of longwall top−coal caving in extra−thick coal seam based on BBR system[J]. Coal Engineering, 2016, 48(2): 1−4.

[9] 张锦旺, 程东亮, 王家臣, 等. 水平分段综放开采顶煤放出体理论计算模型[J]. 煤炭学报, 2023, 48(2): 576−592.
ZHANG J W, CHENG D L, WANG J C, et al. Theoretical calculation model of top coal drawing body in horizontal sublevel top coal caving mining[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(2): 576−592.

[10] 伍永平, 来兴平, 王小林, 等. 水平分段放顶煤采面预爆回收三角煤研究[J]. 矿山压力与顶板管理, 2000(4): 26−28.
WU Y P, LAI X P, WANG X L, et al. Study on pre−explosion recovery of triangular coal in horizontal sublevel caving mining face[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2000(4): 26−28.

[11] 关书方, 杨健男, 姜志刚, 等. 大倾角综放工作面顶煤损失分布特征及放煤步距优化[J]. 煤炭工程, 2024, 56(9): 72−77.
GUAN S F, YANG J N, JIANG Z G, et al. Top coal loss distribution and optimization of coal caving interval in fully mechanized face with large dip angle[J]. Coal Engineering, 2024, 56(9): 72−77.

[12] 许力峰, 张勇, 李立, 等. 特厚煤层综放开采顶煤放出率影响因素分析[J]. 煤矿开采, 2012, 17(6): 25−28+45.
XU L F, ZHANG Y, LI L, et al. Influence factors of top−coal caving ratio in full−mechanized caving mining extremely−thick coal−seam[J]. Journal of Mining And Strata Control Engineering, 2012, 17(6): 25−28+45.

[13] 王家臣, 杨胜利, 李良晖, 等. 智能放煤理论与技术研究进展[J]. 工矿自动化, 2024, 50(9): 1−12.
WANG J C, YANG S L, LI L H, et al. Research progress on intelligent coal caving theory and technology[J]. Journal of Mine Automation, 2024, 50(9): 1−12.

[14] 王盛泽, 高国英. 新疆及其邻近地区现代构造应力场的区域特征[J]. 地震学报, 1992(S1): 612−620+736.
WANG S Z, GAO G Y. Regional characteristics of modern tectonic stress fields in Xinjiang and its adjacent areas[J]. Acta Seismologica Sinica, 1992(S1): 612−620+736.

[15] 魏炜杰. 考虑顶煤块度分布的综放开采顶煤放出规律研究[D]. 北京: 中国矿业大学 (北京), 2021.
WEI W J. Drawing mechanism of top coal considering the size distribution in longwall top coal caving mining[D]. Beijing: China University of Mining & Technology, Beijing, 2021.

[16] 刘迪, 徐全军, 温尊礼, 等. 岩体的节理裂隙对爆破块度分布的影响分析[J]. 西部探矿工程, 2016, 28(3): 188−191.
LIU D, XU Q J, WEN Z L, et al. Analysis on the effect of joints and fractures of rock mass on blasting fragmentation distribution[J]. West−China Exploration Engineering, 2016, 28(3): 188−191.

[17] 刘一帆, 王梅, 王晨龙, 等. 地应力下节理岩体爆破损伤演化数值研究[J]. 工程爆破, 2023, 29(4): 61−68.
LIU Y F, WANG M, WANG C L, et al. Numerical study on blasting damage evolution of jointed rock mass under in−situ stress[J]. Engineering Blasting, 2023, 29(4): 61−68.

[18] 王家臣, 富强. 低位综放开采顶煤放出的散体介质流理论与应用[J]. 煤炭学报, 2002(4): 337−341.
WANG J C, FU Q. The loose medium flow field theory and its application on the longwall top−coal caving[J]. Journal of China Coal Society, 2002(4): 337−341.

[19] WEI W, WANG J, ZHANG J, et al. Drawing mechanisms of granular top coal considering the structure of hydraulic support in longwall top coal caving[J]. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 2023, 82(4): 138.

[20] 于斌. 大采高综放割煤高度合理确定及放煤工艺研究[J]. 煤炭科学技术, 2011, 39(12): 29−32.
YU B. Study on rational mining height of fully mechanized top coal caving mining and top coal caving technology[J]. Coal Science and Technology, 2011, 39(12): 29−32.

Numerical Simulation Study on Technology Optimization of Large Section High Fully Mechanized Caving Mining in Vertical Coal Seam

TAN Gang[1], LIU Xudong[1], ZHANG Chaoshan[2], CUI Zhiwei[2,3], WANG Yaochen[2], LI Xiujuan[2], ZHANG Jianjia[2]

1. Shenhua Xinjiang Energy Co., Ltd., Urumqi 830000, China;
2. The School of Energy and Mining Engineering, China University of Mining & Technology, Beijing, Beijing 100083, China;
3. General Technology Group Engineering Design Co., Ltd., Jinan 250031, China

Abstract: Wudong Coal Mine West Mining Area near vertical coal seam adopts horizontal section top−coal caving. In order to improve the production efficiency, the working face with short extension can be replaced by appropriately increasing the height of horizontal section. Therefore, it is necessary to study the top coal migration law of horizontal section top−coal caving in near vertical coal seam under the condition of large section height and optimize the coal caving technique to improve the top coal recovery rate. Combined with the field measured data, the model of coal drawing method under the condition of top coal size distribution of each layer is established. The top coal migration law in the process of initial coal drawing and periodic coal drawing under the condition of large section height are obtained by the Particle Flow Code numerical calculation. The top coal recovery and coal loss of each coal drawing parameter and order are analyzed, and the reasonable coal drawing technique suitable for B3−6 working face of Wudong Coal Mine is put forward. The results show that under the condition of large section height, the bottom of the coal−gangue boundary has a tendency to deflect to the right side during the periodic coal drawing process. The advance of the drawing opening position leads to a small amount of coal drawing in the subsequent multi−steps, and the coal−gangue boundary is seriously lagging behind the drawing opening position. The area of remnant coal is large. Therefore, excessive coal drawing can be appropriately used to alleviate the degree of demarcation of the boundary. When the mining height is 6 m, the development of coal drawing body and the fluidity of top coal are better in the early stage of periodic coal drawing, and the area of remnant coal is small. When the coal drawing interval is 2.4 m, the discharge amount of coal for each step is more and it is helpful to alleviate the problem of too fast seeing gangue. The coal drawing of “subsection drawing with large interval” can effectively reduce the influence of coal−gangue boundary line. The area of remnant coal is the smallest and the recovery of top coal reaches 93.23%.

Keywords: vertical coal seam; horizontal section top−coal caving; top coal migration law; mining height; coal drawing interval; recovery of top coal

引用格式: 谭刚, 刘旭东, 张朝善, 崔智伟, 王耀辰, 李秀娟, 张建佳. 近直立煤层大段高综放开采放煤工艺优化数值模拟研究[J]. 矿产保护与利用, 2025, 45(2): 64−76.
TAN Gang, LIU Xudong, ZHANG Chaoshan, CUI Zhiwei, WANG Yaochen, LI Xiujuan, ZHANG Jianjia. Numerical simulation study on technology optimization of large section high fully mechanized caving mining in vertical coal seam[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2025, 45(2): 64−76.

投稿网址: http://kcbhyly.xml-journal.net E-mail: kcbh@chinajoumal.net.cn