

成庄矿综放工作面放煤工艺研究

赵 俊, 都海龙

(晋城煤业集团 技术中心, 山西 晋城 048006)

[摘 要] 为了提高综放工作面的总体效益, 提高资源利用率, 在成庄矿进行了放顶煤工业试验研究, 采用1刀1放双口追机放煤, 取得了显著效果。通过加强顶板控制, 调整工作面推进方向及放顶煤支架选型的合理性研究, 提高顶煤的放出率。

[关键词] 放顶煤; 采出率; 放出率; 追机放煤

[中图分类号] TD823.4 9

[文献标识码] B

[文章编号] 1006-6225 (2009) 01-0042-02

Research on Coal Caving Technique in Fully Mechanized Caving Mining Face of Chengzhuang Colliery

成庄煤矿井下地质条件属中等复杂, 煤炭品种为无烟煤。目前主要采用综采放顶煤开采方法, 割煤高度均为3.0m。顶板控制方法为全部冒落法。回采工作面走向长1400~2000m, 倾斜长度为200m左右。

放顶煤工作面生产的一个主要特点是支架上方存在一层厚且经过地压破坏的、强度较低的顶煤, 顶煤自身的变形、破坏、松动和放出是放顶煤开采工艺所特有的。放煤工艺的正确选择对采出率、生产工效及煤炭质量等都有较大影响, 因此对这一问题的研究具有重要的意义。

1 放煤方式的对比分析

对于不同赋存状况的煤层可以采取不同的放煤方式。目前比较典型的放煤方式主要有3种: 单轮顺序放煤、多轮顺序放煤、单轮间隔放煤。单轮顺序放煤简便易行, 但由于上一放煤口上方即为放完煤的矸石漏斗, 本架放煤时, 易发生混矸; 多轮顺序放煤有利于减小对混矸层扰动的激烈程度, 但这种方法需要多次重复, 总放煤速度慢, 且要求工人在没有监测手段的情况下, 每次放出等量的顶煤, 在技术上较难控制; 单轮间隔放煤易于掌握, 放煤速度快, 可实现多口放煤。此外, 还有采用双口双轮等量交错放煤方式等, 在一定具体条件下, 也能取得较好的放煤效果。

2 放顶煤工艺试验研究

为了保证放顶煤工艺的合理性, 在2302综放

工作面初采结束后进行了放顶煤工艺的试验。

根据2302综放工作面所用支架ZFS5000/17/33(B)的性能, 以及煤层结构的特点, 确定机组割煤高度为2.9m, 放煤高度为3.4m, 采放比为0.85。

放煤步距: 机组截深为0.6m, 放煤步距为0.6m, 1.2m, 即1刀1放和2刀1放进行比较。

放煤工艺: 工作面可以同时操作多个支架放煤, 即放煤口个数可以选择, 本次选择为双口。每个支架顶煤可以1次(单轮)、2次(双轮)、3次(多轮)放煤, 本次选择单轮、双轮、多轮放煤。

放煤工艺试验条件的规定: 每个放煤工艺试验时间为10d; 计算以胶带核子称读数为准; 定期随机探煤厚; 随机测定块率、灰份、含矸率; 每个放煤工艺推进度测量准确; 计算出采面的采出率。

2.1 1刀1放单轮双口分段追机放煤工艺

ZFS5000/17/33(B)型支架中心距为1.5m, 尾梁宽度为1410mm。尾梁与尾梁间隙为90mm。工作面从2号架开始放煤, 在放煤过程中, 除2号支架(尾)梁上的煤下落外, 1号、3号支架尾梁边缘上的煤也要下落。当3号支架放煤时, 在放煤过程中, 除3号支架尾梁上的煤下落外, 2号支架尾梁边缘的矸也要下落, 4号支架尾梁上的煤也要下落。由机头向机尾逐渐放煤, 始终存在架间矸放出影响煤质的问题。由于架间放出矸, 顶煤未放净, 就关闭了放煤口, 严重浪费了资源。

2.2 2刀1放双轮双口追机放煤

ZFS5000/17/33(B)为低位放顶煤支架, 当

尾梁降下，插板收回时，尾梁在溜槽中间。由于煤层高度为 6.3m 左右，放煤厚度为 3.4m 左右，2 刀 1 放时，底边 0.6m 的脊背煤不能回收，和 1 刀 1 放双轮双口追机放煤工艺相比，每架每推进 1.2m 损失量估算： $1.2 \times 1.5 \times 6.3 \times 1.45 \times (82.87\% - 68.04\%) = 2.438 \text{ (t)}$ 。

2.3 1 刀 1 放双轮双口追机放煤

1 刀 1 放双轮双口追机放煤，顶煤放出比较均匀，放得比较净，比 1 刀 1 放单轮双口分段追机放煤效果好，采出率高，煤质指标比较好，但是，通过加强工艺操作控制，煤质在一定范围，加上地面有洗煤厂处理，商品煤的质量是有保证的。

因此选择 1 刀 1 放双轮双口追机放煤工艺，即采煤机每割 1 刀煤放煤 1 次，严禁 2 刀 1 放。放煤顺序采用双轮顺序分段均匀放煤，由 2 人同时操作，2 人间隔不小于 5 个支架，依次顺序放煤，每架放煤都要均匀放出，放煤时出现矸石就立即关闭放煤口，停止放煤。

2.4 采放比分析

在回采中，机采高度为 2.9m，工作面煤壁片帮深度不大，顶煤破碎块度适中，放煤干净。但是，3# 煤质硬度比较高，在回采过程中局部地段出现大块炭卡住放煤口的现象。为此，采取的办法：增大机采高度到 3.1m，破坏顶煤的结构，增大矿山压力，使顶煤裂隙增加；同时降下 2 个支架的尾梁，大块炭放入到后运输机上，效果比较好。

通过实践证明，机采高度大于 2.9m，放煤高度 3.4m，采放比 0.85，在 2302 综放工作面回采中是合理的。

2.5 试验结果

通过对比试验结果（见表 1），认为 1 刀 1 放双轮双口追机放煤工艺最好，采出率高、煤质好。

表 1 放煤试验数据

工 艺	采出率 %	块率 %	煤质灰份 %	含矸率 %
1 刀 1 放单轮双口分段追机放煤	79.28	65.59	18.69	3.35
1 刀 1 放双轮双口追机放煤	82.87	65.22	16.13	3.14
2 刀 1 放双轮双口追机放煤	68.04	66.8	14.5	2.75

按照 1 刀 1 放双轮双口追机放煤工艺进行组织生产，2302 工作面回采结束后主要经济技术指标：采面采出率为 84.09%，块率 65%~67%，煤质灰分 17%，含矸率为 3.5% 以下。

3 提高顶煤放率的技术措施

3.1 加强放顶煤管理

现场情况显示，由于放煤工的素质差异，少数放煤工对放顶煤重视不够，出现断断续续的放或不放顶煤的现象，人为地给放顶煤造成了很大困难，无形中造成资源和成本的严重损失，并缩短矿井寿命。所以必须建立以进尺和出煤吨数综合考核，并加大对职工进行思想教育和放顶煤技术培训，加大考核力度，使现场放顶煤率达到指标要求，即放煤愈充分，就越好放，工作面采出率就愈高，那么吨煤成本就愈低，否则就达不到预期的放顶煤效果。

3.2 合理调整工作面推进方向

在煤层硬度大的工作面，顶煤不易压裂、垮落，造成采空区的矸石涌入支架尾梁处，增加放煤时的混矸率，且放出的煤也大部分呈大块铰接放出，采出率只能达到 30% 左右。如果根据裂隙发育情况，将工作面布置或推进方向调整到与裂隙方位平行或斜交，顶煤采出率就可达 75%，与裂隙方位垂直时可达 65%。因为平行时支承压力的使原有裂隙加密，块状呈扁形，易放出，垂直时支承压力的使煤层产生的新裂隙有限，冒块呈大方块放出，易挤压成拱，不易放出。

3.3 合理确定放顶煤参数

控顶距直接影响着顶煤松散范围的宽度，遇到软煤和压裂效果好的煤层，要减小控顶距，使合力作用点位置向前推移，这样可预防支架前端漏顶。因此，在顶帮松软的区域要拉超前架减少控顶距。对于压裂效果差的硬煤层，控顶距要控制到最大，合力作用点要靠后，这样可使顶煤在反复支撑过程中增加松动和破碎效应，从而提高采出率。

对于硬煤来说采放比要大，要采得多，放得少，有利于顶煤的上下充分压裂和松动；对于软煤区采放比要小，即采的少，放得多，比如在 4303 工作面煤层较硬，采高可提高到 3~3.1m，2307 工作面煤层较软有冒顶现象，采高可调到 2.7m 左右，因此，采放比为 0.72~0.98 比较合理。支架工作阻力为 5000kN 左右为宜，如果是硬煤层支架合力作用点位于前后柱之间效果最好。

3.4 放顶煤支架合理选型

放顶煤支架有高位放煤和低位放煤，低位放煤比高位放煤的控顶距大，即松动区范围大，冒落空间大。低位放煤分初放、补放、移架放煤 3 个过程，比高位放煤采出率高。成庄矿放顶煤支架普遍使用单摆杆低位放煤液压支架，效果良好。这种低位双输送机支架的最大控顶距是 5.4m 左右，支撑压力的峰值点在煤壁前方 8~10m，采出率达 75%

(下转 47 页)

工作面 2 个，留设斜井保护煤柱水平宽度 S_1 为 50m。按照 -400m 轨道下山留设的保护煤柱宽度，-420m 水平回风巷也欲留设保护煤柱宽度为 50m。-420m 轨道下山北侧第 1 个工作面从 2001 年 7 月开始回采，2003 年元月回采至停采线附近，-420m 轨道下山呈现较严重的底鼓、片帮等现象，工作面回采过后巷道进行了整修。-420m 水平回风巷 2005 年 2 月开始掘进时，第 2 个工作面也随之开采，2006 年 4 月 -420m 水平回风巷施工完毕。2006 年 8 月第二个工作面回采至距 -420m 水平回风巷约 60m 时，-420m 水平回风巷出现轻微片帮和底鼓，随着工作面的向前推进，片帮和底鼓有加大趋势。为了保证 -420m 水平回风巷的安全，工作面停采，此时工作面距 -420m 水平回风巷为 56m，后来 -420m 水平回风巷进行了 U 型棚支护整修。依据⁽²⁾式反算得煤的强度系数 f 为 1.413。

5 矿井煤的强度系数的推导

按照 -250m 主、副暗斜井反算的煤的强度系数 f 为 0.953，此时巷道未损坏，说明煤的强度系数选择合适或留有余地；按照 -420m 水平回风巷反算的煤的强度系数 f 为 1.413，此时巷道有轻微片帮和底鼓，说明煤的强度系数偏大。将两巷道反算所得的煤的强度系数值进行算术平均，得煤的强度系数值 f 约等于 1.2。

将算术平均的煤的强度系数值 $f \approx 1.2$ 分别带入 -250m 主、副暗斜井、-420m 水平回风巷保护煤柱得：-250m 主、副暗斜井应留设斜井保护煤柱水平宽度 S_1 为 53.5m，较先前所留设宽度 60m 小 6.5m，可解放 4 个工作面 6.5m 宽可采量；

(上接 43 页)
~80%。

放煤过程分 3 步放煤，即降低尾梁初放，摆动尾梁补放，移架开溜再放。放煤愈充分，顶板变形愈大，顶煤压裂效果愈好，这样支承压力峰值点就越向煤体内部转移，加大了压裂区的范围，压裂效果更好，顶煤回收率越高。

3.5 提高顶煤冒放性

煤体注水是通过水在高压作用下，以小流量浸润到煤体内部结构中，使煤的分子间吸收了大量的水分子。煤体吸收了大量的水份以后，开始膨胀、松散，从而使煤体变得松软，达到提高顶煤回收率的目的。

-420m 水平回风巷应留设斜井保护煤柱水平宽度 S_1 为 61m，较先前所留设宽度 56m 大 5m，可减少巷道维修量 180m。

6 问题及建议

(1) 上述煤的强度系数的取得是按实测资料反算，并非理论计算，是一经验数据，不同的矿井、不同的煤层赋存条件煤的强度系数可能不同。

(2) 煤的强度系数未考虑到煤层深部开采的影响，所以进入深部开采后，应适当调整煤的强度系数值，为保护煤柱宽度留设留有余地。

(3) 由 (3) 式得知，煤的强度系数大小取决于煤的单向抗压强度大小，进行煤的单向抗压强度的准确测定，以便求得准确的煤的强度系数已成为必要。

(4) 建立长期稳定的职能机构，定期观测巷道的动压情况，掌握巷道的稳定状态，以便及时调整煤的强度系数值和煤柱宽度，为矿井的安全生产创造效益。

[参考文献]

[1] 国家煤炭工业局. 建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程 [M]. 北京：煤炭工业出版社，2000.
[2] 张国良，朱家钰，顾和和. 矿山测量学 [M]. 徐州：中国矿业大学出版社，1990.
[3] 中国统配煤矿总公司生产局组织修订. 煤矿测量手册 [M]. 北京：煤炭工业出版社，1990.
[4] 叙永圻. 采矿学 [M]. 徐州：中国矿业大学出版社，2006.
[5] 何国清，杨 伦，凌赓娣，等. 矿山开采沉降学 [M]. 徐州：中国矿业大学出版社，1991.

[责任编辑：王兴库]

4 结束语

通过对综放工作面放顶煤技术的分析和研究，可以有效地采取针对性措施，进而提高综放工作面的顶煤回收率，提高工作面的总体经济效益，提高掘进巷道的利用率，减缓矿井采掘衔接的紧张局面，避免造成资源浪费。

[参考文献]

[1] 钱鸣高，刘听成. 矿山压力及其控制 [M]. 北京：煤炭工业出版社，1989.
[2] 闫少宏. 放顶煤开采支架工作阻力的确定 [J]. 煤炭学报，1997，22 (1): 13-17.

[责任编辑：毛德兵]