

# 综采放顶煤技术在莒山煤矿煤柱回收中的成功运用

时昌鹏

(山西兰花集团莒山煤矿有限公司)

**摘要:** 山西兰花集团莒山煤矿 3#煤正规工作面已采完, 3#煤层刀柱式老采区遗留煤体复采已接近尾声, 矿方对具有回收利用价值 3 号煤层遗留煤柱进行了全面调查分析设计, 并将综采放顶煤技术成功运用于采区煤柱回采。本文详细地介绍了煤柱综放首采工作面的四邻位置关系、巷道布置、支护方案和设备选型, 阐述了回采工艺、回采过程中过空巷的顶板瓦斯管理以及矿压观测成果, 对类似地质条件下的煤炭资源回收提供了宝贵的应用经验。

**关键词:** 煤柱; 放顶煤; 过空巷

## 1、工作面概况

### 1.1 工作面煤层概况

莒山煤矿位于沁水煤田南部, 设计能力 90 万吨/年。开采煤层为山西组中下部的 3 号煤层, 目前矿井 3 号煤层回采已接近尾声, ZF301 工作面为我公司第一个煤柱综放回采面, 主要回收原采区上山保护煤柱。

工作面煤层厚度 6.13m, 煤层赋存稳定, 结构简单, 直接顶为砂质页岩, 厚度 2.25m, 基本顶为中砂岩, 厚度 17.43m, 直接底为砂质页岩, 厚度 0.3m, 基本底为中砂岩, 厚度 4.35m。煤层内局部夹 1~2 层炭质泥岩, 厚约 0.1~0.16m。莒山煤矿为低瓦斯矿井, 3#煤层为不易自燃煤层, 煤尘无爆炸性。

### 1.2 工作面地质概况

ZF301 工作面北部为原六采区 608、612、613 分层工作面(上中下分层已采), 南部为陷落柱, 西部为采区回风巷, 东部为采区运输巷、回风

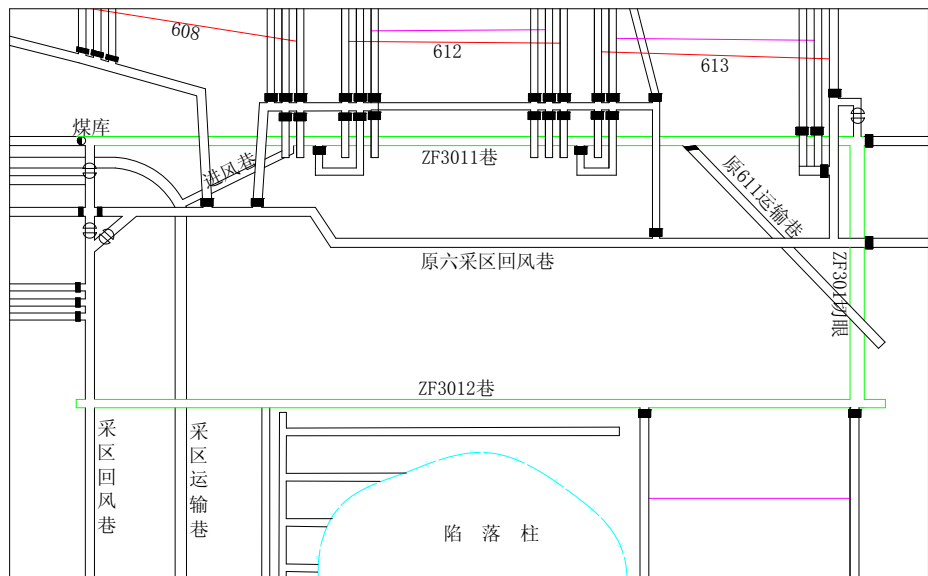


图 1 工作面平面位置示意图

巷保护煤柱（已回采）。工作面长度 86 米，走向长度 160 米，盖山厚度 54~75 米，平均 62 米。工作面推进过程中将于原分层工作面顶板巷道及原采区回风巷下部通过，与原进风绕道水平横交，与原 611 运输巷水平斜交。具体见图 1：工作面平面位置示意图

## 2、巷道布置及支护方案

工作面巷道沿煤层底板单巷式布置，运输顺槽与分层工作面停采线留设 25-30m 煤柱，回风顺槽与陷落柱之间留设 30m 煤柱，开切眼与采空区留设煤柱 10m。

工作面两顺槽均采用梯形断面，12 号矿工钢支架支护，上口宽 3000mm，下口宽 3800mm，高度 2550mm，断面积：8.67m<sup>2</sup>。运输顺槽利用原采区运输巷，回风顺槽与采区回风巷相接。开切眼沿采用矩形断面，梯形木对棚配合锚网支护，上宽 7000mm，下宽 7400mm，高度 2350mm。断面 16.92m<sup>2</sup>。

## 3、工作面设备配备

ZF301 工作面支架为 ZF4400/17/28 型双输送机低位放顶煤液压支架，采煤机为 MG150/375—W 采煤机，工作面刮板输送机为 SGB630/180 型前部刮板机，还有承运顶煤的后部 SGB630/180 型刮板输送机，主要设备见表 1：ZF301 工作面主要设备表

表 1 ZF301 工作面主要设备表

设备名称	单位	数量	型 号	主要技术特征
采煤机	台	1	MG150/375—W	功率 375KW，牵引速度 0~10m/min，采高 1.4~2.8m，滚筒直径 1.4m。
中间支架	组	54	ZF4400/17/28	工作阻力 4400kN，高度 1.7~2.8m，初撑力 3956kN，支护强度：0.68~0.75Mpa。
过渡支架	组	4	ZFG4800/20/30	工作阻力 4800kN，高度 2.0~3.0m，初撑力 3948kN，支护强度：0.72~0.75Mpa。
前部输送机	部	1	SGB630/180	长度 89m，链速 0.92m/s,电机功率 180kw,生产能力 400t/h。
后部输送机	部	1	SGB630/180	长度 89m，链速 0.92m/s,电机功率 180kw,生产能力 400t/h。
转载溜	部	1	SGB620/40	长度 60m,链速 0.86 m/s,电机功率 4kw,生产能力 150t/h。
带式输送机	部	1	部DSJ800	铺设长度200m,带速2 m/s,电机功率80kw,生产能力400t/h。
乳化泵	台	2	BRW-200/31.5A	流量200L/min,功率125kW，压力31.5Mpa。

## 4 回采工艺

工作面采用走向长壁后退式综采放顶煤采煤方法，全部垮落法管理顶板。循环进尺 0.6m，机采高度 2.2m，放煤高度 3.93m，采放比 1：1.786。

### 4.1 采煤工艺

采煤机斜切进刀→割煤→移架→推前部输送机→放顶煤→拉后部输送机。

#### 4.2 进刀方式

采用端部斜切割三角煤进刀方式。

#### 4.3 移架方式

由于在支架上方顶煤运移速度大，顶煤的变形量大，形成松动膨胀层，给控制顶煤稳定、防止支架间漏顶增加了难度，并且，支架的每次循环前移都将加剧一定范围顶煤的破碎，促使顶煤向松散体发展，极易造成漏顶，所以在移架上采取带压擦顶移架，尽可能保持顶煤的完整性。移架时，控制顶梁下降量小于 200 mm，支架初撑力不得低于 31.4MPa。且移架滞后采煤机后滚筒 3~5m，追机作业。

#### 4.4 放煤工艺

采用一采一放单轮间隔放煤，放顶煤时，放顶煤与割煤交叉作业，放煤时要互相配合，不得一次将尾梁收回最大角度，尽量不让或少让顶煤流出刮板输送机之外，当有大块煤卡在放煤口时，反复动作尾梁，使大块煤破碎；当发现矸石时，严格执行“见矸关窗”的原则，及时将插板伸出，防止矸石混入煤中。放煤过程中，要根据后部输送机上的煤量适当控制放煤量。

### 5 过空巷时的通风瓦斯、顶板管理

#### 5.1 过空巷时的通风瓦斯管理

为防止上下层空巷造成通风系统漏风、短路情况，回采前对所有空巷进行检查密闭，隔断采空区和工作面的联系。回采过程中，在工作面进风顺槽内通过进风孔对每条空巷进行适量配风，每班由专职测风员定时监测工作面运输、回风、原采区回风巷及空巷附近的风速、瓦斯等参数，一旦发现异常，及时汇报调度室进行处理。

#### 5.2 过空巷时的顶板管理

为减少工作面过空巷的难度，回采前对顶板空巷提前维护加固；对底板空巷前后 3—5m 范围内不进行放顶煤工作，始终超前移架，前伸支架前探梁封帮强行通过。

### 6 矿压观测

#### 6.1 工作面矿压观测内容及方法

采用液压支架所配 BZY—60/60 矿用数字压力表进行支架阻力测量。沿工作面均匀布置八个测点，观测支架前、后柱阻力变化，以观测支架的初撑力及工作阻力。

其次在工作面按上中下布置三个测区（即上部 6#、10#、12#架；中部、24#、28#、32#、36#架；下部 44#、48#、52#架）安装 10 台数字化矿压仪，定期收集压力数据。

每天统计一次端面顶板的破碎及煤帮片帮情况，同时统计液压支架安全阀开启率和支架因顶板压力损坏的部件等情况。

#### 6.2 两顺槽观测

巷道围岩表面位移：在巷道中设置观测基点，每 30 米布置一组测点，每天观测一次，用测杆测量顶底板和两帮的移近速度和移近量。

超前单体支柱阻力观测：用单体支柱压力表在超前支护支设时开始观测支柱阻力的变化情况，每班记录一次，运输和回风顺槽每巷选二根液压柱上压力表，初始位置：距工作面 15 米和 30 米，随工作面向前推进该液压柱也随之相应前移。

#### 6.3 支护质量动态监测

由验收员按综采工作面支护质量与顶板动态监测记录表的内容要求每班填写一次，当天报生产技术科，由生产技术科进行汇总整理，分析预报工作面顶板动态，处理后交矿领导签字，并及时反馈到采煤队指导生产。

监测内容：工作面包括支架阻力、煤帮片帮值、梁端距、采高及端面顶板冒落情况；两巷包括单体支柱初撑力、超前支护及巷道支护完好情况等。

#### 6.4 观测进度

工作面、顺槽支护质量监测贯穿于工作面整个生产期间。

#### 6.5 观测成果

通过观测得出 ZF301 工作面顶板来压特征如下：

直接顶初次跨落距为 2.0m, 基本顶初次来压步距为 14m, 基本顶周期来压步距一般为 15-18m, 基本顶来压强度一般为 30~35Mpa, 最大可达 38 Mpa。工作面中部来压明显且强烈, 工作面机头、机尾两侧由于保护煤柱支撑作用, 来压次数较相对少且来压强度小。

### 7 结论

(1) 工作面四周支承压力在回采中显现不大, 需加强矿压监测, 进一步总结其显现规律, 以便指导生产。

(2) 工作面顶板来压时, 支架的前后立柱工作阻力一般均超 35MPa, 建议其他矿在类似条件下支架设计选型时, 适当增加后立柱的支撑强度。

(3) 为提高空巷的支护强度, 在顶板破碎的情况下, 试采用注浆支护, 保证工作面顺利通过空巷。

(4) 提供了一条提高煤炭资源回收率的有效途径, 就我公司六采区和大巷保护煤柱预计可多回收煤炭资源 80 万吨, 对延长矿井服务年限, 维持公司正常运转、实现企业可持续发展起到了一定的促进作用。具有良好的经济效益和社会效益。