

准东煤田巨厚煤层开采技术研究

孙晓冬^{1,2}, 黄志增^{1,2}, 马兆瑞^{1,2}

(1. 天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013; 2. 煤炭科学研究总院 开采设计研究分院, 北京 100013)

摘要 针对准东煤田巨厚煤层开采面临的技术问题, 研究认为 B_1 煤层适宜采用分层综放开采, 具有分层数目少、掘进率低的优点; B_1 煤层顶煤垮落角约为 80° , 最大可放煤高度 17.01m; 考虑顶煤可充分垮落条件, 计算不同割煤高度条件下的容许采放比均超过了 1:3, 可按 1:3 的采放比进行放煤设计; 为避免下分层工作面处于上分层工作面的开采扰动区, 分层厚度应大于 13.84m; 应适当加大首分层的厚度, 分层数目不宜大于 3 层。

关键词 准东煤田; 巨厚煤层; 开采方法; 分层开采

中图分类号 TD823.49 **文献标识码** A **文章编号** 1006-6225 (2014) 04-0035-03

Extremely-thick Coal-seam Mining Technology in Zhundong Coal-field

SUN Xiao-dong^{1,2}, HUANG Zhi-zeng^{1,2}, MA Zhao-rui^{1,2}

(1. Coal Mining & Designing Department, Tiandi Science & Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China;

2. Coal Mining & Designing Branch, China Coal Research Institute, Beijing 100013, China)

Abstract: For the technical technology of extremely-thick coalseam mining in Zhundong coal-field, it was believed that slicing full-mechanized caving mining was fit for B_1 coalseam for less slicing number and low driving ratio. Top-coal caving angle of B_1 coalseam is about 80° and maximum top-coal caving height was 17.01m. Considering top-coal full caving condition, mining-caving ratio 1:3 was designed for top-coal caving. For avoiding influence of upper slice mining face on lower slice mining face, slice height should be larger than 13.84m. The height of first slice should be added and slice number should not be larger than 3.

Keywords: Zhundong coal-field; extremely-thick coalseam; mining method; slicing mining

新疆准东煤田是目前中国乃至世界上最大的整装煤田, 单层煤层厚度最大达 80m, 可采煤层平均厚度 43m, 已探明煤炭储量 213.6Gt, 预测资源量 390Gt, 占全国煤炭总储量的 7.92%, 准东地区已被确定为煤电煤化工产业带, 是国家重要资源战略接替区。准东二号矿是准东煤田首个大型现代化建设矿井, 一期产能 15Mt/a, 二期产能 30Mt/a, 矿井服务年限 124a, 是目前新疆规划的生产能力最大的井工矿井。研究准东煤田巨厚煤层井工开采关键技术, 建设千万吨级安全高产高效工作面, 对地区跨越式发展具有重要历史意义, 对国家全局性能源战略落实起到重要推动作用。

1 地质概况

二号矿井位于准东煤田的中南部, 东西长 12km, 南北宽 12.3 ~ 13km, 面积 152.42km²。井田内主要含煤地层为下侏罗统八道湾组 (J_{1b})、中侏罗统西山窑组 (J_{2x}) 和中上侏罗统石树沟组

(J_{2-3sh}), 中侏罗统西山窑组为井田内主要含煤岩组, 含煤 1 层, 编号为 B_1 煤层。控煤点数 50 个, 见煤点数 50 个, 可采点数 50 个, 点可采性指数 100%, 煤层厚 30.55 ~ 70.57m, 平均 53.59m, 可采厚 30.30 ~ 70.57m, 平均 53.16m, 变异系数 0.14, 面积可采性指数 100%, 含 0 ~ 5 层夹矸, 夹矸岩性为炭质泥岩、高炭泥岩, 结构较简单、局部复杂, 属全区可采、稳定的巨厚煤层。煤层倾角较缓, 仅 $1 \sim 3^\circ$, 局部较陡, 最大约 6° , 图 1 为准东二矿 B_1 煤层等厚线图, 图中数值单位为 m。

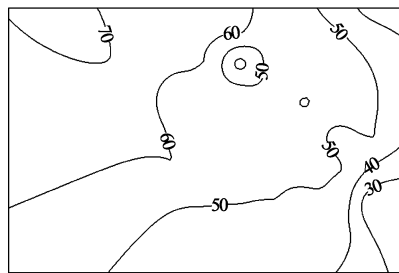


图 1 B_1 煤层等厚线示意

收稿日期 2014-02-17

DOI 10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2014.04.010

基金项目 天地科技股份有限公司开采设计事业部公司研发项目 (KJ-2013-TDKC-03、KJ-2014-TDKC-04)

作者简介 孙晓冬 (1984-), 男, 河南濮阳人, 硕士, 助理工程师, 主要从事采煤方法及顶板控制技术研究。

引用格式 孙晓冬, 黄志增, 马兆瑞. 准东煤田巨厚煤层开采技术研究 [J]. 煤矿开采, 2014, 19 (4): 35-37.

2 采煤方法确定

根据现有采煤技术及装备水平, B_1 煤需分层开采, 但 B_1 煤不适宜采用分层大采高综采, 首先是煤层厚度大, 分层数目多, 按采高 6.5 ~ 7.0m 计, 需分层 7 ~ 11 层, 生产系统复杂, 巷道掘进率高, 下分层巷道维护困难, 煤层裂隙发育, 煤壁管理困难, 受重复揭露影响, 采空区自然发火现象很难杜绝。国内外井工开采巨厚煤层的矿井采法以分层综放为主, 分层综放具有分层数目少、掘进率低, 巷道维护相对容易, 产量高的优点。 B_1 煤层采用分层综放开采主要受顶煤冒放性影响。

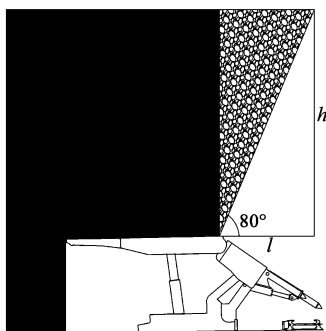
2.1 煤层强度对冒放性的影响

煤层强度即单向抗压强度是影响顶煤冒放性的关键因素, 已有的研究表明, 煤层单向抗压强度与顶煤垮落角线性相关, 顶煤越硬, 单向抗压强度越大, 顶煤垮落角越小, 顶煤不垮落或滞后垮落, 顶煤更易垮落至后部采空区。反之, 顶煤越软, 单向抗压强度越小, 顶煤垮落角越大, 顶煤可顺利垮落至后部输送机, 顶煤采出率高。

实验室测试 B_1 煤层单向抗压强度为 17MPa, 根据现场测试, 顶煤垮落角约为 80° 。则顶部煤层垮落后可进入后部刮板输送机的高度满足关系式:

$$h = \tan 80^\circ \cdot l = 5.67l$$

根据支架尺寸, 取 $l = 3.0\text{m}$, 可顺利回收的顶煤高度为 17.01m, 即 B_1 煤层顶煤垮落角适宜的最大放煤高度为 17.01m。示意图见图 2。



h —顶煤厚度; l —顶煤破断点与后部输送机水平距离

图 2 顶煤垮落可回收高度示意

2.2 采放高度比对冒放性的影响

采放高度比即综放工作面采煤机割煤高度与放煤高度的比值, 《煤矿安全规程》对放顶煤采放比要求不得超过 1:3。采放比对顶煤冒放性的影响主要体现在两方面: 一是采放比越小, 顶煤厚度越小时, 可通过支架的反复支撑对上部顶煤起到破碎作用, 改善顶煤的冒放性。现场观测结果表明, 支架的破碎作用可波及 1 ~ 2m 范围内的顶煤; 二是采放比越小, 割煤高度越大时, 可增大顶煤和顶板的活动空间, 加大覆岩活动强度, 促进矿压落煤效果。在一定意义上讲, 对于同一煤层, 当割煤高度一定时, 存在一个影响顶煤是否充分垮落的容许采放比, 超过容许采放比时, 顶煤不能充分垮落。

设一次采出的煤层厚度为 M , 其中采煤机割煤高度为 m_g , 放煤高度为 m_f , 支架最大放煤口高度为 h' , 采放高度比为 K , 煤的破碎松散系数为 k_s 。

顶煤可充分垮落的必要条件:

$$M - h' = k_s \cdot m_f$$

将 $M = m_g + m_f$, $m_f = Km_g$ 代入上式, 得:

$$K = m_g (k_s - 1) / (m_g - h')$$

可见, 割煤高度一定时, 当工作面的采放高度比超过上式的计算结果, 顶煤将不能充分破碎垮落, 对顶煤垮落不利。

工作面选用低位大插板放顶煤液压支架, 支架放煤口高度按 0.3m、煤的破碎松散系数按 1.2 考虑, 计算了不同割煤高度满足顶煤垮落充分的容许采放比, 见表 1 所示。 B_1 煤层割煤高度为 2.0 ~ 6.0m 时, 容许采放比均超过了 1:3 的限制, 说明 B_1 煤层的冒放性好, 考虑《煤矿安全规程》对放顶煤采放比 1:3 要求的限制, 可按最大 1:3 的采放比进行放煤设计。

综上所述, B_1 煤层可采用分层综放开采, 最大放煤高度可达 17.01m, 可按 1:3 的采放比进行放煤设计。

3 分层数目确定

首采工作面长度确定为 240m, 后续工作面根

表 1 不同割煤高度容许采放比统计

	割煤高度/m								
	2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0
支架放煤口高度/m	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3
煤的松散系数	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2
容许采放比	1 : 4.25	1 : 4.40	1 : 4.50	1 : 4.57	1 : 4.63	1 : 4.67	1 : 4.70	1 : 4.73	1 : 4.75

据现场生产情况进行调整, B_1 煤层为中硬煤层, 割煤高度定为 4.0m, 截深 0.8m。

上分层开采后, 工作面底煤破坏程度主要取决于工作面的矿压作用, 其影响因素有开采深度、煤

层倾角、开采厚度、工作面长度、开采方法和顶板管理等, 其次是底煤抗破坏能力, 包括煤层强度及原始裂隙发育状况等。利用经验公式计算底板的断裂破坏深度:

$$m_d = 7.9291 \frac{L}{H} + 0.0091H + 0.00448a - 0.3113f$$

式中, H 为工作面埋深, 510m; L 为工作面斜长, 按 240m 计算; a 为煤层倾角, 3° ; f 为底板岩层坚固系数, 1.7。经计算, $m_d = 7.86\text{m}$ 。

根据工作面底部破坏深度计算结果, 下分层厚度应满足:

$$M_{\min} \geq m_d + m_g + m_r$$

式中, $M_{\min}$ 为最小分层厚度, m_d 为底板破坏深度, 7.86m; m_g 为工作面割煤高度, 取 4.0m; m_r 为工作面支架上方依靠支架反复支撑可充分破坏高度, 根据现场实测数据, 取 2.0m。则 $M_{\min} \geq 13.86\text{m}$ 。

各下分层的分层厚度应大于 13.86m, 才能避免下分层工作面处于上分层工作面的开采扰动区域, 有利于下分层工作面开采煤壁控制。首分层开采顶板破煤效果较下分层好, 且首分层开采条件较下分层优越, 煤层自然发火、顶板控制、煤壁片帮问题防治难度相对小, 应适当加大首分层分层厚度。分层综放工作面开采经验表明, 由于下分层工作面可回收上分层部分遗留浮煤, 可增大第 1 和第

2 分层的顶煤厚度, B_1 煤层的分层数目不宜大于 3 层。

4 结论

(1) B_1 煤层适宜采用分层综放开采, 具有分层数目少、掘进率低, 巷道维护相对容易, 产量高的优点。

(2) B_1 煤层顶煤垮落角约为 80° , 经计算最大可放煤高度 17.01m, 可按最大 1:3 的采放比进行放煤设计。

(3) 各分层厚度应大于 13.86m, 可适当增大第 1 和第 2 分层的顶煤厚度, B_1 煤层的分层数目不宜大于 3 层。

参考文献

- [1] 王晓勇, 张 栋, 张荣营. 准东二号矿井巨厚煤层采煤方法探讨 [J]. 山东煤炭科技, 2010 (4): 138-139.
- [2] 张 飞, 张 巍, 孙建岭, 等. 超长综放工作面矿压显现规律研究 [J]. 煤炭工程, 2009 (12): 52-54.
- [3] 刘全明. 大采高综放工作面长度的空间效应初探 [J]. 煤矿开采, 2010, 15 (3): 27-29.
- [4] 康延雷, 胡云飞. 巨厚煤层分层综放开采首分层顶煤冒放性分析 [J]. 煤炭与化工, 2013, 36 (5): 49-50.

责任编辑: 于健涪

(上接 87 页)

位于 1405 停采线后方的 1404 运输巷在修复前受破坏较严重, 而位于 1405 停采线前方的 1404 运输巷在修复前受破坏较轻; 另一方面是由于 1405 停采线后方顶板运动尚未完全停止, 对 1404 运输巷仍有较大影响。

总的来看, 巷道修复及巷道贯通的时间, 有些偏早, 滞后 1405 面停采时间偏短, 巷道变形量较大。由表 2 可见, 停采后稳定时间大于 55d 进行巷道修复或贯通较为有利。

5 结论

(1) 基于数值模拟软件 FLAC^{3D}, 分析研究在 1405 工作面采动影响下 1404 运输巷巷道顶板、底板及两帮变形破坏规律, 确定 1404 运输巷里段巷道滞后 1405 工作面距离不宜小于 90m, 1404 运输巷外段巷道进入 1405 停采线距离不宜超过 40m。

(2) 根据 1404 运输巷外段及里段在 1405 面动压影响范围期间巷道变形及破坏情况, 提出了外段“锚网喷、钢棚加固、锚架”和里段“锚网喷、架

棚、棚喷”分段加固支护方案, 并提出相应的修复方案, 实践表明, 修复巷基本满足生产需要。

(3) 修复时间滞后 1405 面停采时间 26d 太短, 应适当加大到 55d 以上, 最好能延长至 2 个月以上。

参考文献

- [1] 陆士良. 无煤柱护巷矿压显现研究 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1993.
- [2] 陈炎光, 陆士良. 中国煤矿巷道围岩控制 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1994.
- [3] 王同旭, 秦忠诚. 围岩变形的时间性与支护作用原理 [J]. 矿山压力与顶板管理, 2001 (4): 6-7.
- [4] 黄志刚, 王金旭. 采用沿空留巷新技术提高矿井安全和效益 [J]. 煤炭技术, 2009, 28 (8): 65-67.
- [5] 石占忠. 沿空留巷联合支护技术 [J]. 甘肃科技, 2006, 22 (10): 38-40.
- [6] 陈 勇, 柏建彪, 朱涛垒, 等. 沿空留巷巷旁支护体作用机制及工程应用 [J]. 岩土力学, 2012, 33 (5): 1427-1432.
- [7] 朱永鹏. 不同围岩条件下沿空留巷技术研究及应用 [D]. 泰安: 山东科技大学, 2010.
- [8] 刘小峰. 小煤柱动压掘进巷道控制技术研究 [J]. 煤矿开采, 2011, 16 (1): 64-66.

责任编辑: 王兴庵