

# 工作面过大巷连续回采技术研究

杨宝贵 宋晓波 李永亮 王俊涛 邢俊洸 郭海龙 李 峥

(中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院 北京 100083)

**摘 要:** 为保证回风大巷下方工作面连续回采,在冀中能源邢台矿5702工作面采用过大巷连续回采技术的基础上,利用理论分析的方法对5702工作面过上方回风大巷连续开采时野青灰岩层能否形成关键层进行判定。基于工作面上方关键层对回风大巷的保护作用,对5702工作面过上方210回风大巷连续回采进行了实践研究。实测结果表明:5702工作面过210回风大巷连续回采过程中,210回风大巷只产生局部破坏,巷道未发生严重变形,能保证正常使用。

**关键词:** 过大巷;连续回采;关键层;巷道变形;覆岩移动

中图分类号:TD322

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2013)04-0032-04

## Study on Crossing Over Mine Roadway Continuous Mining Technology of Coal Mining Face

YANG Bao-gui, SONG Xiao-bo, LI Yong-liang, WANG Jun-tao, XING Jun-long, GUO Hai-long, LI Zheng

(School of Resources and Safety Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China)

**Abstract:** In order to ensure the continuous mining of the coal mining face under the mine air returning roadway, based on the crossing over mine roadway continuous mining technology applied to No. 5702 coal mining face in Jizhong Energy Xingtai Mine, a theoretical analysis method was applied to judge the key stratum formed with Yeqing limestone during the continuous mining of No. 5702 coal mining face crossing over the air returning roadway. Based on the protection role of the key stratum above the coal mining face for the mine roadway, a practical study on the continuous mining of No. 5702 coal mining face crossing over the upper No. 210 air returning roadway was conducted. The measuring results showed that during the continuous mining of No. 5702 coal mining face passing over No. 210 air returning roadway, there was only local failure occurred in No. 210 air returning roadway, no serious deformation occurred in the roadway and a normal application of the roadway was ensured.

**Key words:** crossing over mine roadway; continuous mining; key stratum; roadway deformation; overburden strata movement

## 0 引 言

回采工作面上方为巷道时通常采取留设煤柱的措施维护巷道的稳定性,但留设煤柱造成资源浪费,降低了矿井采出率,且影响工作面的连续推进<sup>[1]</sup>。国内外学者在过大巷连续回采理论研究方面做了大量工作,李学华等<sup>[2]</sup>针对下部煤层过大巷连续回采条件下围岩稳定性维护的技术难点,通过相似模拟研究了下部煤层开采引起的岩层运动规律及其对大巷造成的影响,提出了相应的大巷加固原则和关键技术;姚向荣等<sup>[3]</sup>对跨采巷道矿压观测、显现规律

及原因进行了分析,对合理安排矿井生产,特别是对煤层群联合布置开采的矿井提供了可靠的理论依据。康健东等<sup>[4]</sup>针对近距离煤层过大巷回采时,根据数值模拟与理论分析计算,提出了合理控制下部煤层巷道围岩的空间斜拉锚索支护方案,并成功应用于修复巷道。研究表明,过大巷连续回采的实施效果主要取决于围岩岩性、大巷位置、大巷底板与煤层顶板的距离等因素。过大巷回采期间工作面上方巷道受下方工作面采动影响剧烈,巷道原有支护体系被破坏,巷道围岩变形较大,巷道围岩稳定性变差,甚至会导致巷道产生不同程度的破坏,工作面上

收稿日期:2012-11-22;责任编辑:杨正凯

基金项目:“十一五”国家科技支撑计划资助项目(2009BAB48B02)

作者简介:杨宝贵(1967—),男,江苏大丰人,副教授,博士。通信作者:宋晓波, Tel: 15201290780, E-mail: 2440484284@qq.com

引用格式:杨宝贵,宋晓波,李永亮,等.工作面过大巷连续回采技术研究[J].煤炭科学技术,2013,41(4):32-35.

方巷道围岩稳定性及其控制是过大巷回采的关键性问题<sup>[5]</sup>。因此工作面过大巷连续回采技术的研究对确保工作面安全回采,提高采出率和生产效率具有重要意义。鉴于此,笔者对邢台矿 5702 工作面跨上方 210 回风大巷连续回采技术进行研究,对工作面顶板岩层的关键层位置进行判别,并在回采期间对 210 回风大巷采取合理的加固措施,以期达到 5702 工作面过巷道安全高效回采的目的。

## 1 工作面概况

5702 工作面走向长度 748 m,倾斜长度平均 63 m。主采 5 号煤层,倾角  $2^{\circ} \sim 10^{\circ}$ ,平均  $6^{\circ}$ ,厚度为 1.3~2.2 m,平均 1.7 m,工作面东部和西部煤层较厚,中间较薄。煤层结构简单,局部含 1 层厚 0.3 m 的夹矸。210 回风大巷为半圆拱断面,断面尺寸 3.70 m×3.25 m,位于 5702 工作面上方约 40 m 处的粉砂岩中。5702 工作面与 210 回风大巷的位置关系如图 1 所示。

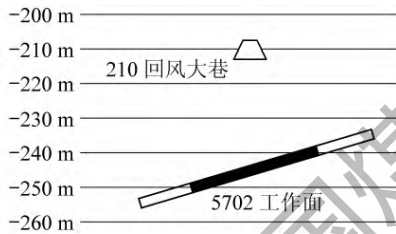


图 1 5702 工作面与 210 回风大巷的位置关系

## 2 关键层力学分析

### 2.1 上覆岩层载荷计算

假设各岩层上的载荷均为均布载荷,设采场覆岩中有  $n$  层岩层,从下至上  $i$  ( $i=1, 2, 3, \dots, n$ ) 层同步变形。第  $i$  层岩层厚度为  $h_i$ ,容重为  $\gamma_i$ <sup>[6]</sup>。

由于  $i$  层岩层能同步变形,考虑到层状岩体中层面上的抗剪力较弱,由组合梁理论<sup>[7]</sup>可知:

$$\frac{M_1}{E_1 I_1} = \frac{M_2}{E_2 I_2} = \frac{M_3}{E_3 I_3} = \dots = \frac{M_n}{E_n I_n} \quad (1)$$

其中:  $M_1, M_2, M_3, \dots, M_n$  分别为第 1、2、3、 $\dots$ 、 $n$  层岩层的弯矩;  $E_1, E_2, E_3, \dots, E_n$  分别为第 1、2、3、 $\dots$ 、 $n$  层岩层的弹性模量;  $I_1, I_2, I_3, \dots, I_n$  分别为第 1、2、3、 $\dots$ 、 $n$  层岩层的惯性矩。由式(1)可得:

$$\frac{(M_1)_x}{(M_2)_x} = \frac{E_1 I_1}{E_2 I_2} \cdot \frac{(M_1)_x}{(M_3)_x} = \frac{E_1 I_1}{E_3 I_3} \cdot \dots \cdot \frac{(M_1)_x}{(M_n)_x} = \frac{E_1 I_1}{E_n I_n} \quad (2)$$

其中:  $(M_1)_x, (M_2)_x, (M_3)_x, \dots, (M_n)_x$  分别为第 1、2、3、 $\dots$ 、 $n$  层岩层在  $x$  方向上的弯矩。由于

$$M_x = (M_1)_x + (M_2)_x + (M_3)_x + \dots + (M_n)_x \quad (3)$$

由式(2)和式(3)可得:  $M_x = (M_1)_x [(E_1 I_1 + E_2 I_2 + \dots + E_n I_n) / (E_1 I_1)]$ , 即

$$(M_1)_x = E_1 I_1 M_x / (E_1 I_1 + E_2 I_2 + \dots + E_n I_n) \quad (4)$$

由梁的受力微分原理得

$$d^2 M / dx^2 = Q \quad (5)$$

由式(4)和式(5)得:  $Q (q_i)_1 = E_1 I_1 / (E_1 I_1 + E_2 I_2 + \dots + E_n I_n)$ , 其中:  $(q_i)_1$  为考虑到  $i$  层岩层对第 1 层岩层影响时形成的载荷;  $Q$  为上覆岩层载荷,  $Q = \gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2 + \dots + \gamma_n h_n$ ;  $\gamma_n$  为第  $n$  层岩层的容重;  $h_n$  为第  $n$  层岩层的厚度。

$$(q_i)_1 = E_1 h_1^3 \sum_{i=1}^n \gamma_i h_i / (\sum_{i=1}^n E_i h_i^3) \quad (6)$$

### 2.2 岩层极限跨距计算

基本顶断裂时的极限跨距可以用材料力学方法求得<sup>[8-12]</sup>,可将基本顶视为固定梁,弯矩最大时应该发生在梁的两端,即  $M_{\max} = qL^2/12$ ,因此根据最大拉应力计算式  $\sigma_{\max} = 6M_{\max}/h^2$  得该处最大拉应力为

$$\sigma_{\max} = qL^2 / (2h^2) \quad (7)$$

其中:  $q$  为基本顶岩层所承受的均布载荷;  $L$  为梁的长度;  $h$  为岩层的厚度。当岩层某位置拉应力达到最大时,该处抗拉强度达到极限  $R_T$ ,即  $\sigma_{\max} = R_T$  时岩层将在该处发生拉裂,由式(7)可得固定梁断裂时的极限跨距  $L_T$ 。

$$L_T = h \sqrt{2R_T/q} \quad (8)$$

当基本顶为简支梁结构时,其极限跨距计算方式与固定梁相同,但是其最大弯矩却与固定梁的最大弯矩值不同,简支梁的最大弯矩  $M_{\max} = qL^2/8$ 。则

$$\sigma_{\max} = 6M_{\max}/h^2 = 3qL^2/(4h^2) \quad (9)$$

当  $\sigma_{\max} = R_T$  时,由式(9)可得简支梁极限跨距  $L_T = 2h \sqrt{R_T/(3q)}$ 。关键的问题是确定基本顶所承受的载荷  $q$ ,一般基本顶上覆岩层由多层岩层组成。为此研究基本顶的极限跨距应该考虑其载荷的大小,并且应该根据各层之间的相互影响来决定。

## 3 关键层的判别

根据邢台矿 5702 工作面覆岩分层参数(表 1),将可能形成关键层的坚硬厚岩层作为判别对象,再根据关键层刚度条件,最终判别上覆岩层中关键层位置。由表 1 可得,第 12 层岩层自身的载荷  $Q_{12} =$

$\gamma_{12}h_{12} = 118.82 \text{ kPa}$ 。由式(6)得第8—11层岩层对第12层岩层的载荷分别为152.28、157.28、174.56、79.85 kPa。可知 $(q_8)_{12} < (q_9)_{12}$ ,所以应考虑第9—11层岩层对第12层岩层的影响。由于第8层野青灰岩本身强度大、岩层厚,不对第12层岩层起载荷作用。因此第1个硬岩位置为第8层野青灰岩。

表1 邢台矿5702工作面覆岩分层参数

层号	岩层	弹性模量/MPa	抗拉强度/MPa	厚度/m	容重/( $\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$ )
1	细砂岩	25.32	10.56	7.51	26.41
2	粉砂岩	14.83	17.78	10.60	26.89
3	细砂岩	14.83	17.78	3.70	26.89
4	粉砂岩	12.53	10.72	2.90	25.19
5	3号煤层	10.00	1.75	0.54	13.50
6	细砂岩	14.83	17.78	1.30	26.89
7	粉砂岩	14.83	17.78	10.50	26.89
8	野青灰岩	55.82	16.03	4.00	26.50
9	细砂岩	10.15	8.39	0.91	25.80
10	4号煤层	10.00	1.75	0.51	13.50
11	细砂岩	12.72	7.14	3.10	25.83
12	粉砂岩	12.72	7.14	4.60	25.83
13	5号煤层	10.00	1.75	1.70	13.50

由表1可得,第8层岩层自身载荷 $Q_8 = \gamma_8 h_8 = 106.00 \text{ kPa}$ 。由式(6)可得第2—7层岩层对第8层岩层的载荷分别为66.89、70.56、71.81、83.15、96.57、79.17 kPa。可知 $(q_2)_8 < (q_3)_8$ ,应考虑第3—7层岩层对第8层岩层的影响。由于第2层粉砂岩本身强度大、岩层厚,不对第8层岩层起载荷作用。因此,第2个硬岩位置为第2层粉砂岩。由关键层的极限破断距作为刚度条件,进而判定2个硬岩是否为关键层。由式(8)可得第1个和第2个硬岩的极限跨距 $L_1$ 和 $L_2$ 分别为72.88、69.00 m。由式(10)可得第1个和第2个硬岩的极限跨距 $L_1$ 和 $L_2$ 分别为59.51、56.33 m。显然 $L_1 > L_2$ ,所以第8层野青灰岩是唯一的关键层,粉砂岩并不形成关键层。野青灰岩形成的关键层即为主承载层,在下方工作面过大巷连续回采推进过程中不发生破断,关键层承受上覆岩层的质量,对大巷起到保护作用。

#### 4 工业性试验

工作面过回风大巷连续回采过程破坏了原岩应力的平衡状态,引起应力重新分布,通过理论计算分析可知邢台矿5702工作面上方野青灰岩能够形成关键层对工作面上方回风大巷产生保护作用,邢台

矿在5702工作面进行了过210回风大巷连续回采技术实践。在工作面开采前,巷道的原支护方式为锚网支护,采用 $\phi 22 \text{ mm}$ 螺纹钢全长锚固,锚杆长2.2 m,锚杆间排距为800 mm $\times$ 800 mm。为实施工作面过大巷连续回采,保证工作面上方回风大巷在回采前后能够满足正常生产通风的需求,在工作面推进前对方回风大巷进行加强支护。采用表面厚度50 mm的U型钢加强支护,间距为500 mm。经过150 d的开采,工作面完全过大巷约40 m,在开采的过程中采用十字测量法对210回风大巷的两帮和顶底板移近量进行测量,沿大巷布置15个测点,间距为9 m,总长135 m,观测范围覆盖了整个工作面长度,并对外延伸约20 m。回采前后210回风大巷顶底板和两帮移近量如图2所示。

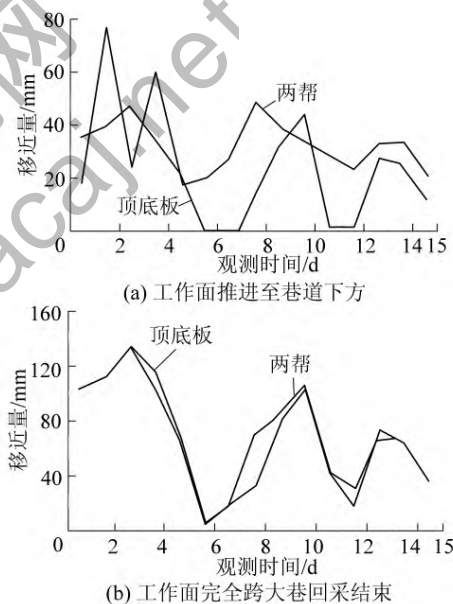


图2 回采期间210回风大巷变形曲线

由图2可知,工作面推进至210回风大巷下方时,顶底板最大移近量为76 mm,两帮最大移近量为44 mm,大巷顶底板移近量和两帮移近量均较小;当工作面完全过大巷回采结束时,顶底板最大移近量为137 mm,两帮最大移近量为134 mm;当工作面完全过大巷回采结束后,大巷继续变形破坏,并且巷道变形量相对过大巷时有明显增加,之后逐渐趋于稳定。从现场观测可知,巷道虽然出现了表面混凝土脱落,但整体依然保持连续,完整性较好。巷道局部出现了底鼓现象,但不会影响到大巷正常使用。巷道顶底板移近量和两帮移近量变化不大,巷道断面收缩率较小,不影响大巷的原有通风方式。回风大

巷跨采前后对比如图3所示。

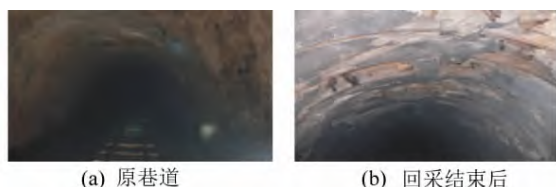


图3 跨采前后巷道对比

## 5 结 语

针对邢台矿5702工作面需过大巷连续回采的实际,对工作面开采后大巷的变形和破坏情况进行了实测,经分析可知,工作面上方岩层能够形成较厚关键层的情况下,可以实现工作面过大巷连续回采。由于关键层的保护作用,在回采过程中工作面上方大巷只产生局部破坏,能够满足正常的生产需要。工作面过上方回风大巷连续回采的实现,在保证安全生产的前提下,即减少了由于留设安全煤柱造成的煤炭损失,又能减少工作面搬家次数,提高了工作面的生产效率。

参考文献:

[1] 解兴智,高圣元,任艳芳.连续采煤机短壁机械化开采煤柱合理宽度研究[J].煤炭科学技术,2011,39(12):16-19.

(上接第31页)

因此,开切眼二次扩帮时顶部锚杆长度选用4 m,锚索长度选用12 m是合理的,有效控制了围岩变形。

## 6 结 语

现场试验分析和理论计算得出赵固二矿复杂地质条件下开切眼二次扩刷后顶板破坏范围在10 m以内,2.3~3.5 m较为严重,开切眼二次扩刷后顶板采用 $\phi 20\text{ mm} \times 4\ 000\text{ mm}$ 型螺纹钢锚杆、 $\phi 21.6\text{ mm} \times 12\ 000\text{ mm}$ 钢绞线锚索,通过现场实施,优化设计后的支护参数取得了良好的支护效果。该大采高综采工作面开切眼采取的锚网索加挑棚联合支护技术有效地控制住了大跨度、大高度、深埋层、复合顶板条件下开切眼顶板及两帮的变形,一次性保证了支护的安全和大型支架的高效安装,为类似条件的大断面巷道支护提供了经验。

参考文献:

[1] 张东苏,刚,程晋孝.深井大采高综采工作面切眼联合支护技术[J].煤炭学报,2010,35(11):1884-1887.

[2] 李学华,杨宏敏,郝西贵等.下部煤层跨采大巷围岩动态控制技术[J].采矿与安全生产学报,2006,23(4):393-397.  
[3] 姚向荣,韩玉友.跨采巷道矿压显现规律及原因分析[J].矿业工程,2006,4(3):27-28.  
[4] 康建东,谢文兵,颜炳杰.近距离煤层跨采巷道围岩支护技术研究[J].矿业安全与环保,2006,33(6):47-50.  
[5] 徐龙仓,张明杰.受跨采影响岩巷稳定性分析[J].矿山压力与顶板管理,2003,20(4):20-27.  
[6] 钱鸣高.矿山压力与岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2003:20-100.  
[7] 刘鸿文.材料力学[M].北京:高等教育出版社,2004:15-30.  
[8] 鞠金峰,许家林,王庆雄.大采高采场关键层“悬臂梁”结构运动型式及对矿压的影响[J].煤炭学报,2011,36(12):2115-2120.  
[9] 许家林,吴朋,朱卫兵等.关键层判别方法的计算机实现[J].矿山压力与顶板管理,2000,17(4):29-31.  
[10] 浦海,缪协兴.采动覆岩中关键层运动对围岩支承压力分布的影响[J].岩石力学与工程学报,2002,21(S):2366-2369.  
[11] 刘锦荣.特厚煤层综放采场直接顶关键层及支架适应性[J].煤炭科学技术,2009,37(6):1-4.  
[12] 李巍栋,王志强,高扬等.厚煤层整层开采采场上覆关键层断裂条件判定[J].煤炭科学技术,2009,37(8):24-27.  
[13] 陈晓祥,谢文兵,魏文政等.岩层移动模拟研究中模型范围问题探讨[J].煤炭科学技术,2006,34(6):73-76.  
[14] 许家林,钱鸣高.覆岩关键层位置的判别方法[J].中国矿业大学学报,2000,29(5):463-467.

[2] 田多,师皓宇,张明泉等.大断面切眼锚网索支护参数研究[J].华北科技学院学报,2010,7(2):43-45.  
[3] 孙立亚.锚网索支护技术在软煤层综放采大断面切眼中的应用[J].煤炭工程,2009(6):36-37.  
[4] 原向峰,张启.大断面切眼全锚支护技术在寺河矿的首次应用[J].山西煤炭,2004,24(3):34-36.  
[5] 李金华,李昂,王贵荣.大断面切眼煤巷锚杆支护技术研究[J].煤炭工程,2010(3):34-37.  
[6] 柴肇云,康天合,李义宝等.特厚煤层大断面切眼锚索支护的作用[J].煤炭学报,2008,33(7):732-737.  
[7] 刘新文,孙希奎,郭振跃.大跨度切眼全断面一次成巷锚网索支护技术[J].河北煤炭,2001(1):20-23.  
[8] 钱鸣高,石平五.矿山压力与岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2003.  
[9] 鲍永生.高应力碎胀顶板巷道锚杆支护技术[J].煤炭科学技术,2012,40(12):24-26.  
[10] 常聚才,谢广祥.深部巷道围岩力学特征及其稳定性控制[J].煤炭学报,2009,34(7):881-886.  
[11] 王金华.我国煤巷机械化掘进机及锚杆支护现状[J].煤炭科学技术,2004,32(1):6-10.  
[12] 何满潮,袁和生,靖洪文等.中国煤矿锚杆支护理论与实践[M].北京:科学出版社,2004:33-50.  
[13] 张洪涛.煤巷锚杆支护的矿压监测[J].煤炭技术,2006,25(1):52-54.