

下保护层开采条件下上覆巷道变形规律研究

张王磊¹ 熊祖强¹ 王红岩² 张耀辉¹

(1. 河南理工大学 能源科学与工程学院 河南 焦作 454003; 2. 平顶山天安煤业股份有限公司 五矿 河南 平顶山 467000)

摘要: 为了研究下保护层开采对上覆巷道的影响,以郭庄矿布置在3号煤层中的六西北二运输巷为研究对象,对其围岩变形破坏进行实测研究,结果表明:在下保护层开采的条件下,六西北二运输巷受到了其下方保护层9号煤层采动影响,根据巷道受影响的程度不同可分为初始采动影响区、采动影响剧烈区、采后影响区;巷道表面变形和围岩深部变形规律一致,最大变形速度区域位于工作面后方13—20 m;巷道底板破坏深度为7~8 m,且随着底板深度的减小,破坏程度加重;受影响的上覆巷道下沉量较大,累计下沉量1.1~1.4 m,此结论为相似条件下上覆巷道支护和加固提供科学依据。

关键词: 下保护层开采;上覆巷道;现场观测;变形规律

中图分类号: TD325

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2014)05-0009-04

Study on Deformation Law of Overlying Roadway Under Condition of Lower Protective Seam Mining

ZHANG Wang-lei¹, XIONG Zu-qiang¹, WANG Hong-yan², ZHANG Yao-hui¹

(1. School of Energy Science and Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo 454003, China;

2. No. 5 Mine Pingdingshan Tian'an Coal Mining Corporation Ltd., Pingdingshan 467000, China)

Abstract: In order to study the influence law of overlying roadway caused by lower protective seam mining, take the Liuxibeier Roadway of No. 3 coal seam of Guozhuang Mine as research object, the deformation of surrounding rock was measured. The results showed that the Liuxibeier Roadway was influenced by the No. 9 coal seam extraction under the specified condition of lower protective seam mining. According to the degree of roadway affected, roadway could be divided into three area during the mining period: initial influence area, intense influence area, post-mining influence area. The real deformation law of the roadway was in general accord with the deep deformation law of the roadway. The largest deformation rate area was located in the range of 13—20 m from the mining face. The damage depth of the roadway floor was about 7~8 m, and the degree of damage was worse with the shallow depth, the whole settlement amount of overlying coal roadway was comparatively large, and the accumulative convergence was about 1.1~1.4 m. The results would provide scientific basis for support and reinforcement of overlying coal roadway under the similar condition.

Key words: lower protective seam mining; overlying roadway; field observation; deformation law

0 前言

瓦斯是我国煤矿的主要灾害因素之一,瓦斯煤尘爆炸、煤与瓦斯突出等灾害严重威胁着我国煤矿的安全生产。由于灾害因素多、治理难度大,矿井瓦斯一直是我国煤矿安全工作的重点和难点。保护层开采是最经济有效的区域瓦斯治理措施^[1-5]。保护

层的超前开采,使上、下岩层产生强烈拉张破坏,原来的挤压应力变成了拉张应力;上覆煤岩层垮落、破裂、下沉弯曲或者下伏煤岩层的破裂、鼓起,使得煤岩层的大量裂隙张开,地应力在大范围内得到有效释放,无论是受构造还是地应力对瓦斯的封闭作用都会被释放,被保护层的透气性系数成数百倍甚至数千倍的增大,瓦斯压力会急剧下降,大量的吸附瓦

收稿日期: 2013-09-11; 责任编辑: 曾康生 DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2014.05.003

基金项目: 国家自然科学基金面上基金资助项目(51274088)

作者简介: 张王磊(1986—),男,河南焦作人,硕士研究生。Tel: 13523187268, E-mail: zwl19861029@163.com

引用格式: 张王磊,熊祖强,王红岩,等. 下保护层开采条件下上覆巷道变形规律研究[J]. 煤炭科学技术, 2014, 42(5): 9-12, 16.

ZHANG Wang-lei, XIONG Zu-qiang, WANG Hong-yan et al. Study on Deformation Law of Overlying Roadway Under Condition of Lower Protective Seam Mining[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(5): 9-12, 16.

斯被解吸。因此,被保护层的突出危险性得到降低甚至消除,但是保护层的开采必然会引起上、下岩层产生强烈拉张破坏,必定引起上覆岩层的移动变形,在上覆岩层中产生纵横向裂隙,并形成应力降低区和应力升高区,这对于布置在其中的巷道来说,必定导致巷道围岩应力分布产生变化^[6-15],无论布置于应力升高区还是降低区的巷道,都容易出现巷道变形破坏现象,甚至被压垮等现象,巷道围岩稳定性差,控制难度很大。为了更好地提高这类巷道的稳定性,有必要掌握这类巷道变形动态规律,为下保护层开采过程中上覆巷道合理支护提供科学依据,进而采取合理的巷道保护措施,做到上覆岩层巷道稳定的同时,又不影响保护层开采技术的推广应用,对煤矿安全高效生产具有重要的意义。

1 工程背景

因受矿区矿井布局的历史因素影响,晋城煤业集团寺河二号井与郭庄矿在同一井田范围内分别开采 9 号、3 号煤层,因此 2 个矿存在局部压茬关系,寺河二号井工作面的回采不可避免地对上覆巷道产生影响,寺河二号井 IX4302 工作面巷道揭露的煤厚为 1.2~1.6 m,平均煤厚 1.5 m,煤层平均倾角 3°,该工作面正上方 3 号煤层正好为郭庄矿六西北二运输巷(图 1),其中 3 号煤层平均厚度 6.3 m。

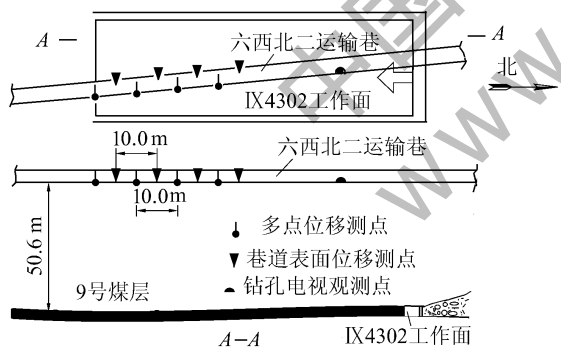


图 1 IX4302 工作面与六西北二运输巷空间位置关系

六西北二运输巷沿煤层底板布置,巷道底板与位置对应的 9 号煤层平均距离为 50.6 m,基本顶为粉砂岩与泥岩互层,基本底为粉砂岩。六西北二运输巷高度为 2.5 m,宽度为 4.5 m,使用锚网梁支护,顶板和两帮均采用 $\phi 20$ -HRB400-2400 锚杆,间排距为 800 mm \times 800 mm;锚索采用 SKP22-1-8.3,间排距为 1 600 mm \times 1 600 mm,六西北二运输巷进行观测下部 9 号煤回采过程中上覆巷道变形及破坏规律,为下保护层开采过程中,上覆巷道合理支护提

供科学依据,从而为下保护层开采设计和技术推广应用奠定基础。

2 动压条件下巷道表面变形观测与分析

2.1 巷道变形观测方案

为了研究 IX4302 工作面回采过程中,特定条件下上覆巷道变形动态规律,在 IX4302 工作面上覆的六西北二运输巷布置测站,在六西北二运输巷道每隔 10 m 布置 1 个观测点,测站采用“十”字布点法对巷道表面位移及位移速率进行观测。观测内容包括巷道顶板下沉量、两帮变形量、底鼓量,共布置 4 个观测点,观测结果见表 1。

表 1 巷道表面变形观测记录

测站	初始采动影响区/m	采动影响剧烈区/m	采后影响区/m	S_{\max}/mm	$V_{\max}/(\text{mm}\cdot\text{d}^{-1})$
1	11.2—46.3	-30.2—10.3	-55.4—-30.2	512	176
2	9.3—45.3	-32.5—11.2	-56.2—-31.3	525	168
3	9.6—44.1	-29.1—9.1	-54.1—-29.4	497	190
4	10.1—45.4	-28.3—9.4	-56.1—-30.2	480	196

注: S_{\max} 为最大底鼓量; V_{\max} 为最大底鼓速率; 数据正值表示测点位于工作面前方, 负值表示测点位于工作面后方。

2.2 观测结果分析

依据现场观测资料,对观测数据进行处理,分析了巷道变形情况与观测点至工作面距离关系(图 2、图 3);对现场观测数据综合分析,得出在动压影响下,郭庄矿下保护层开采条件下上覆巷道表面变形规律。

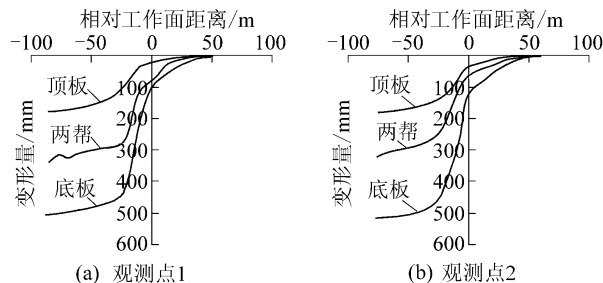


图 2 巷道表面变形曲线

1) 从上覆巷道的围岩变形整体趋势来看,上覆巷道矿压显现的最大特征是底鼓变形严重,上覆巷道受动压影响变形表现为底鼓量明显大于两帮收缩量,顶板下沉量最小,并随工作面采动影响的剧烈程度表现出较大差异。顶底板最大移近量达到 520 mm,平均底鼓量与顶板下沉量的比值为 3.53:1.00,底鼓严重的原因有:①底板岩层力学性质差,

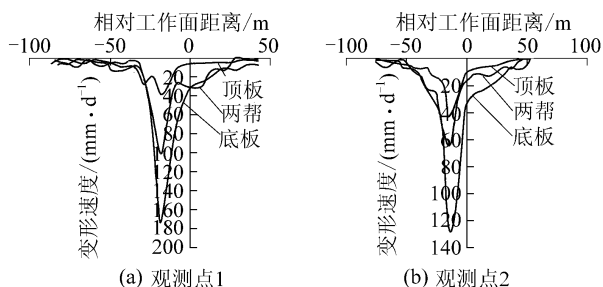


图3 巷道表面变形速度曲线

②巷道采用锚网主动支护,顶底板及两帮支护强度大,变形小,未对底板进行支护。

2) 上覆巷道变形规律随下方工作面推进而变化,从速率变化曲线看,动压影响上覆巷道变形具有明显的分区特性,巷道围岩变形至工作面距离不同可分为初始采动影响区、采动影响剧烈区、采后采动影响区。工作面回采至测点42—45 m时,测点巷道开始受采动产生变形,巷道底鼓变形速度最大不超过4 mm/d,工作面前方45 m至工作面前方10 m是初采影响阶段;工作面后方55 m至工作面后方30 m为采后影响区,巷道底鼓变形速率4~15 mm/d;工作面前方10 m到工作面后方30 m为剧烈采动影响区,最大底鼓速度可以达到180 mm/d。根据速率曲线可知,上覆巷道变形最大速率在工作面后方13—20 m内,变形速度急剧增加。

3) 工作面滞后影响范围要大于超前影响范围,这是因为上覆巷道变形规律还具备明显的滞后特性,由于六西北二运输巷下部IX4302工作面采用综采,工作面推进速度快,岩层活动剧烈,工作面上覆岩层断裂垮落滞后于工作面推进速度,从而使IX4302工作面上覆巷道变形具备明显的滞后特性。

3 巷道底板深部位移观测与分析

3.1 钻孔电视观测巷道底板深部变形

HD-3Q型智能钻孔电视成像仪采用了固体CCD摄像技术、微机技术、自动控制技术以及大规模集成电路等一系列先进的电子技术和高压密封技术,全套成像仪包括矿井摄像探头、系统控制器、专用电缆、彩色监视器等部分。通过把一自带光源的防水摄像探头放入钻孔中,在地面的彩色监视器上可直接观测地下钻孔的地质构造,根据图像的形态、颜色及光亮度等信息,可用于识别岩性、裂隙、空洞、软弱夹层等情况,并可保存测孔资料。

该系统通过观测记录对钻孔进行成像,并展开成平面图(图4),通过观测平面图得出结果如下:巷

道底板7 m范围内岩体比较破碎,出现连续开裂离层,巷道底板7 m外底板保存完好,由此可以初步得出,底板塑性区范围为0—7 m。

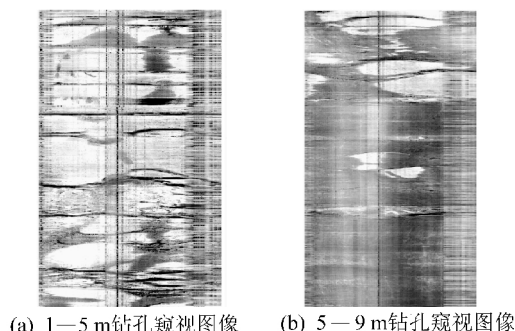


图4 底板钻孔窥视图像

3.2 多点位移计观测巷道深部变形

在六西北二运输巷底板布置4个测点,孔径89 mm、深度10 m的钻孔,沿钻孔分别布置多点位移计,通过现场观测得出上覆巷道底板深部变形规律,取1号观测孔观测结果进行分析说明,并绘制出变形曲线及变形速度曲线如图5、图6所示。

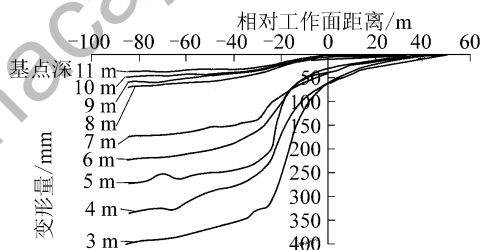


图5 巷道底板深部变形曲线

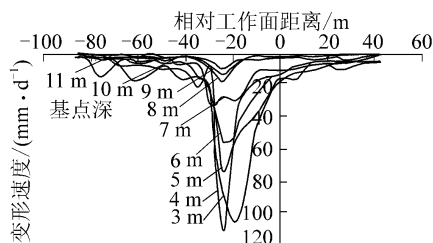


图6 巷道底板深部变形速度曲线

1) 巷道底板深部变形随工作面推进总体趋势跟巷道表面变形趋势大致相同,都是当工作面向前推进至影响范围内时,随着工作面推进变形量逐渐增加,当工作面回采至相应测点前方10—15 m时变形速度开始增加,当工作面推过相应测点15—20 m时变形速度达到最大,当推过测点40 m后变形速度几乎为零,不受动压影响。从各个变形曲线可以看出,随着离巷道底板深度的增加,变形量减小,但是不同深度速度的增大不相同,随深度的增加,速度场

不均匀分布。这是由于在塑性区内,岩石通常呈破碎状态,或者存在裂隙。

2) 由底板深部变形曲线可以看出,底板以下深 3、4、5、6、7 m 测点变形量大,这是由于底板岩层在采动影响下径向裂隙发育,0—7 m 普遍比较破碎,这也与钻孔电视观测的情况相吻合。深度 8、9、10 m 测点变形量不大,因 7—8 m 间测点具有很大的自由空间,8 m 以浅的岩层整体向上运动产生底鼓。

4 上覆巷道整体下沉量观测

4.1 巷道变形观测方案

为了观测上覆巷道整体下沉情况,通过在六西北二运输巷底板布置观测线,使用水准仪观测下部工作面回采过程中该巷道底板的下沉情况,结合巷道底鼓变形情况得出上覆巷道整体下沉量。测线在巷道内共布置 12 个测点,测点间距为 10 m,测点的编号记作 1—12 号。除了布置观测点以外,还需要在不受采动影响的区域内布置测量控制点,在六西西运输大巷内布置 K_1 控制点,并在六西北二运输巷巷口布置临时控制点 K_2 和 K_3 ,主要是在前期观测过程中该 2 点不受采动影响,直接由该 2 个控制点对各个测点进行观测。在控制点的布置过程中,控制点位置的选取应该不受采动影响且不易被破坏,控制点也是采用直径为 42 mm 的钢钎固定在巷道底板上,通过水准仪在 3 个控制点之间进行闭合观测,最终确定控制网内各控制点的高程,进而观测各测点沉降量(图 7)。

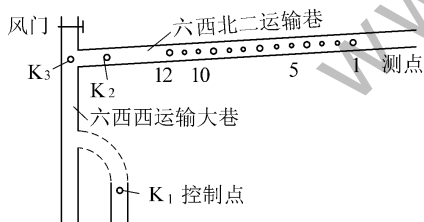


图 7 巷道底板下沉观测线布置

4.2 观测结果分析

依据观测资料,对现场观测数据进行处理,得出 12 个观测点累计下沉量,如图 8 所示,综合分析得出特定下保护层开采条件下上覆巷道总体下沉量较

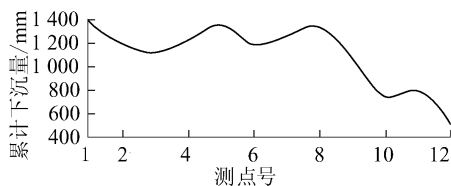


图 8 各测点沉降曲线

大大,距离终采线 75 m 以内的巷道由于没能充分沉降,所以巷道整体下沉量较小,其余段巷道累计下沉量 1.1 ~ 1.4 m;巷道底板的沉降并不连续,而是呈现一定的波动性。

5 结 论

1) 从郭庄矿上覆巷道围岩变形整体趋势来看,上覆巷道矿压显现的最大特征是底鼓变形严重,上覆巷道受动压影响变形表现为底鼓量明显大于两帮收缩量,顶板下沉量最小,并随工作面采动影响的剧烈程度表现出较大差异,所以应针对性的对上覆巷道底板加强支护,以保证巷道完好,满足安全生产的需要。

2) 通过以上观测手段对上覆巷道表面变形与深部变形进行观测,可总结出上覆巷道表面变形与深部位移随工作面的回采变形规律基本一致,巷道围岩变形距工作面不同距离可分为 3 个区:初始采动影响区,距离工作面 10—50 m;采动影响剧烈区,相对距离工作面 10—30 m;采后影响区,相对距离工作面 30—55 m。巷道塑性区范围为 0—8 m,矿压滞后特性明显,矿压显现超前距离 45 m,滞后距离 55 m。变形速率最大区域在工作面回采后方 13—20 m。

3) 由钻孔电视和多点位移计的观测结果可知,下部工作面回采对上部巷道底板破坏比较严重,上部巷道底板破坏深度为 7 ~ 8 m,且随着深度的变小,破坏程度加深。

4) 通过对巷道变形观测,上覆巷道总体下沉量较大,累计下沉 1.1 ~ 1.4 m;巷道底板沉降并不连续,而是呈现一定的波动性。

参考文献:

- [1] 王省身. 矿井灾害防治理论与技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1991.
- [2] 袁东升, 张子敏. 近距离保护层开采瓦斯治理技术[J]. 煤炭科学技术, 2009, 37(11): 48—50.
- [3] 于不凡, 王佑安. 煤矿瓦斯灾害防治及利用技术手册[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2000.
- [4] 程远平, 俞启香, 袁亮等. 煤与远程卸压瓦斯安全高效共采试验研究[J]. 中国矿业大学学报, 2004, 33(2): 132—136.
- [5] 胡殿明, 林柏泉. 煤层瓦斯赋存规律及防治技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006.
- [6] 程新明. 复杂地质条件下上行开采的研究与实践[J]. 煤炭科学技术, 2004, 32(1): 44—46.

(下转第 16 页)

底角锚杆的应用,有效阻断了巷道底板塑性滑移线,使巷道底鼓得到了明显控制,进而使巷道帮部及顶板的支护系统化,受力分布趋于均衡,实现了大断面交岔点的整体稳定。

5.2 工程应用效果

锚网耦合支护技术在 3 号交岔点进行了工程应用,并在最大断面处设置测点对围岩变形进行监测,3 号交岔点围岩变形曲线如图 6 所示。

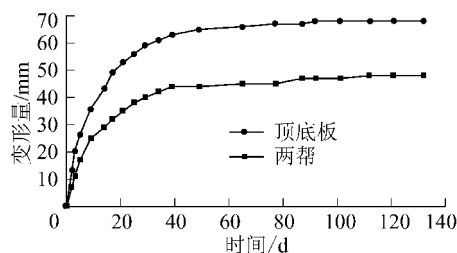


图 6 3 号交岔点围岩变形曲线

由图 6 可知,巷道掘进完成前 15~20 d 为围岩运动活跃期,变形量为最终变形量的 70% 以上,此阶段巷道通过围岩变形释放一定的非线性膨胀能和塑性能;巷道掘进完成前 20~35 d 围岩变形缓慢,主要是围岩和支护体相互作用,通过支护体限制围岩变形来提高整体强度;45 d 之后围岩基本处于稳定状态,顶底板最终移近量为 69 mm,两帮为 45 mm,由此可见采用锚网索耦合支护技术后深井大断面交岔点巷道变形得到有效控制。

6 结 论

1) 通过理论分析、力学试验和数值分析可知夹河煤矿 3 号交岔点围岩为高应力-层理化-膨胀性复合型软岩,其力学变形机制为微裂隙膨胀+高应力+层理走向型,并找到高地应力、开挖扰动以及支护体和围岩强度与结构的不耦合是 3 号交岔点变形破坏的主要原因。

2) 提出了锚网喷+锚索+底角锚杆+中间岩柱双控锚索的耦合支护设计方案,并进行了现场应用,监测数据表明采用该支护技术后 3 号交岔点变形量得到了有效控制。

参考文献:

- [1] 何满潮,谢和平,彭苏萍,等.深部开采岩体力学研究[J].岩石力学与工程学报,2005,24(16):2803-2813.
- [2] 魏礼刚,张辉,孙永慧.千米深井大断面一次爆破成巷及围岩控制技术[J].煤炭科学技术,2013,41(2):5-8.
- [3] 刘泉声,刘学伟,黄兴,等.深井软岩破碎巷底鼓原因及处

置技术研究[J].煤炭学报,2013,38(4):566-571.

- [4] 李术才,王德超,王琦,等.深部厚顶煤巷道大型地质力学模型试验系统研制与应用[J].煤炭学报,2013,38(9):1522-1530.
- [5] 华心祝,卢小雨,李迎富.深井大断面沿空留巷底鼓防控技术[J].煤炭科学技术,2013,41(9):100-104.
- [6] 张传恕,杜计平.深井大断面松软破碎围岩巷道稳定性控制技术[J].煤炭科学技术,2013,41(12):19-22.
- [7] 郭建伟.深井节理化围岩巷道破坏机理及控制技术[J].煤炭学报,2012,38(4):1559-1563.
- [8] 勾攀峰,辛亚军.深井巷道围岩锚固体流变控制力学解析[J].煤炭学报,2013,38(12):2119-2125.
- [9] 何满潮,李国峰,刘哲,等.兴安矿深部软岩巷道交叉点支护技术[J].采矿与安全工程学报,2007,24(2):127-132.
- [10] 赵术江,李东发,袁越.含水软岩特大断面巷道交岔点稳定性研究[J].煤炭科学技术,2013,41(8):30-34.
- [11] 何满潮,孙晓明.中国煤矿软岩巷道工程支护设计与施工指南[M].北京:科学出版社,2004.
- [12] 何满潮,景海河,孙晓明.软岩工程力学[M].北京:科学出版社,2002.
- [13] 王炯.唐口煤矿深部岩巷恒阻大变形支护机理与应用研究[D].北京:中国矿业大学(北京),2011.
- [14] 郭志随,王炯.煤矿深部 Y 型大断面交叉点双控锚杆支护技术及工程应用[J].岩石力学与工程学报,2010,29(5):2792-2799.
- [15] 何满潮,李国峰,任爱武.深部软岩巷道交叉硐室群稳定性分析[J].中国矿业大学学报,2007,24(16):103-108.
- [16] 王晓义,何满潮,杨生彬.深部大断面交岔点破坏形式与控制对策[J].采矿与安全工程学报,2007,20(3):283-288.

(上接第 12 页)

- [7] 刘建军.崔家寨煤矿近距离煤层群开采巷道稳定性分析[J].煤炭科学技术,2009,37(3):13-16.
- [8] 马占国,涂敏,马继刚,等.远距离下保护层开采煤岩体变形特征[J].采矿与安全工程学报,2008,25(3):253-257.
- [9] 熊祖强,李化敏,王文.平顶山矿区远程下保护层开采技术研究[J].煤炭科学技术,2009,37(8):53-56.
- [10] 张华磊,涂敏.下保护层开采对上覆巷道稳定性的影响[J].华北科技学院学报,2007,4(4):19-21.
- [11] 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.
- [12] 涂敏,张向阳,张华磊.下保护层开采对上覆煤巷的动态影响及控制研究[J].采矿与安全工程学报,2008,25(4):426-429.
- [13] 陈炎光,陆士良.中国煤矿巷道围岩控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,1994.
- [14] 石永奎,刘振欣,莫技.深井近距离复杂顶板煤层上行开采巷道围岩变形控制[J].煤,2009,16(5):59-60.
- [15] 刘明举,王冕,李波,等.开采保护层的效果评价研究[J].煤炭科学技术,2011,39(1):61-64.