

综采工作面回采过上覆集中煤柱及采空区技术

田 臣^{1,2}, 刘英杰¹, 周海丰¹

(1. 神华神东煤炭集团有限责任公司 榆家梁煤矿 陕西 神木 719315; 2. 辽宁工程技术大学 辽宁 阜新 123000)

摘 要: 为解决综采工作面在回采过程中过上覆煤层集中煤柱及采空区易出现大面积冒顶事故的问题,以石圪台煤矿 31201 综采工作面为研究对象,对工作面过上覆煤层集中煤柱及采空区过程中出现的冒顶事故原因进行了分析。结果表明:根据工作面矿压观测情况可知,工作面 3 次周期来压异常区域均处于上覆 22 煤层房采区集中煤柱及采空区区域,22 煤层房采集中煤柱及采空区导致 31201 综采工作面出现次生顶板结构,受采动影响 22 煤层集中煤柱及采空区破坏失稳,形成动载矿压最终产生大面积冒顶事故。针对冒顶事故,通过采取矿压观测、微震监测、岩层内部位移监测、地表观测和上覆集中煤柱爆破等技术手段,对工作面的继续回采提供了安全技术保障。

关键词: 综采工作面; 上覆采空区; 集中煤柱; 动载矿压; 隐患治理

中图分类号: TD323

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2014)08-0125-04

Technology of Fully - Mechanized Coal Mining Face Passing Through Overburden Concentrated Coal Pillar and Goaf

TIAN Chen^{1,2}, LIU Ying-jie¹, ZHOU Hai-feng¹

(1. Yujialiang Coal Mine, Shenhua Shendong Coal Group Corporation Limited, Shenmu 719315, China;

2. Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China)

Abstract: In order to solve the large area of roof falling accident problem possibly occurred during the mining process of fully - mechanized coal mining face passing through overburden concentrated coal pillar and goaf, taking No. 31201 fully - mechanized coal mining face of Shigetai Mine as a study object, an analysis was conducted on the causes of the roof falling accident occurred in the mining process of the coal mining face passing through overburden concentrated coal pillar and goaf. The results showed that according to the mine strata pressure observation condition of the coal mining face, three periodical roof weighting abnormal areas of the coal mining face were all in concentrated coal pillar of the room and pillar mining block and the goaf area in overburden No. 22 seam, and a secondary roof structure occurred in No. 31201 fully - mechanized coal mining face which caused by the concentrated coal pillar and goaf area in No. 22 seam. Influenced by the mining, the concentrated coal pillar and goaf in No. 22 seam were failed and lost stability, dynamic mine load formed and finally a large area of roof falling accident occurred. According to the roof falling accident, the mine pressure observation, microseismic monitoring and measuring, internal displacement monitoring and measuring, surface ground observation, overburden concentrated coal pillar blasting and other technical means applied could provide safety and technical protection to the continued mining of the coal mining face.

Key words: fully - mechanized coal mining face; overburden goaf; concentrated coal pillar; hidden danger treatment and control

0 引 言

由于神东矿区早期煤矿开采技术装备水平较低,房柱式开采作为当时一种主要开采方法,遗留的房采采空区及集中煤柱造成下部煤层开采过程中压

力集中,给下部煤层开采带来了巨大困难,许多矿井也采取相关措施解决这一问题。打磨沟煤矿通过加强回采及掘进工作面的顶板管理水平和优化支护进行了过上覆集中煤柱技术研究,并取得了明显效果,实现了安全回采^[1];补连塔煤矿 22303 大采高综采工作面受上覆集中煤柱的影响,通过采用 GSJ-1 型矿

收稿日期: 2014-03-22; 责任编辑: 杨正凯 DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2014.08.031

基金项目: 国家高技术研究发展计划(863 计划)资助项目(2012AA062203)

作者简介: 田 臣(1979—),男,内蒙古乌兰察布人,工程师,硕士研究生,现任神华神东煤炭集团有限责任公司榆家梁煤矿副矿长。

引用格式: 田 臣,刘英杰,周海丰.综采工作面回采过上覆集中煤柱及采空区技术[J].煤炭科学技术,2014,42(8):125-128,124.

TIAN Chen, LIU Ying-jie, ZHOU Hai-feng. Technology of Fully - Mechanized Coal Mining Face Passing Through Overburden Concentrated Coal Pillar and Goaf[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(8): 125 - 128, 124.

压仪对ZYDC型单体液压支柱工作阻力进行监测和分析,并通过对工作面支护设备的可靠性和适应性进行分析,确定了采动影响范围及支承压力分布规律,为合理选择过集中煤柱支护方式提供了依据^[2];潘二煤矿18516工作面针对近距离煤层上覆煤层开采受支承压力的影响,运用数值模拟软件对工作面围岩应力场分布进行研究,结果表明:煤柱下的支架周期来压期间最大循环末阻力大于采空区支架巷道,受煤柱高支承压力影响,工作面开采至该位置时容易出现片帮和冒顶等现象^[3]。石圪台煤矿31201工作面也同样受上覆采空区及集中煤柱的影响,在回采过程中易出现动载矿压现象,造成支架压死等事故,而且工作面顶板大面积垮落会导致上覆采空区中大量有害气体涌入工作面,可能发生人员窒息事故,并且上覆采空区局部存在积水,可能导致水害。基于此,笔者以石圪台煤矿31201工作面为研究对象,对工作面过上覆集中煤柱及采空区技术进行研究,以期达到矿井安全回采的目的。

1 矿压显现特征及原因分析

1.1 矿压显现特征

石圪台煤矿31201工作面长311.4 m,推进长度为1 865 m,工作面采用大采高回采工艺,主采31煤层,平均煤厚4.0 m,埋深103~137 m。直接顶以细砂岩为主,厚度3.6~5.3 m,基本顶以砂岩为主,厚度12.0~35.2 m,松散层厚度0~51 m,基岩厚度48~120 m,31煤层上覆为22煤层,其间距为30.0~41.8 m,22煤层采用房柱式开采,31煤层回采过程中主要受22煤层采空区及集中煤柱影响。

31201工作面初采期间工作面来压不明显,工作面推进至40.8 m时,支架立柱压强达45.8 MPa,工作面出现初次来压,持续10个采煤循环。工作面局部出现煤壁片帮,而且部分支架立柱安全阀开启,开启率约10%,无立柱下沉现象,初次来压步距为48.6 m。工作面正常推进时周期来压步距平均13.6 m,周期来压平均持续7.7个采煤循环,无压段平均持续10.3个采煤循环,周期来压时支架立柱峰值达46.5 MPa。周期来压时煤壁有片帮(片帮深度0.2~0.5 m)、顶板掉渣、漏矸现象,工作面安全阀开启率5%~15%,立柱最大下沉量为0.2 m。截至2013年12月16日,工作面已推进773 m,在此期间共出现3次大面积周期来压:①2013年10月17日,当工作面推进360.4 m时,40号—120号支架范围大面积来压,支架立柱压强达45.8 MPa,立柱在0.5

h内下降0.4~1.3 m,造成5架支架被压死。

②2013年11月25日,当工作面推进664.4 m时,65号—110号支架范围大面积来压,支架立柱压强达51.3 MPa,65号—110号支架立柱下沉0.3~1.2 m。③2013年12月16日,当工作面推进775.6 m时,23号—135号支架范围大面积来压,立柱行程量由1.3~1.5 m下降至0~0.2 m,压死支架121台,此次事故损坏立柱200根,平衡油缸20个,护帮板油缸21个,立柱安全阀484个,压力表206块。

1.2 工作面矿压显现异常原因分析

工作面3次大面积周期来压均处于进出上覆22煤层房采区集中煤柱及采空区区域,由于回采工作面上方约37 m(9.25倍采高)存在不规则22煤层房采区集中煤柱及采空区,导致综采工作面出现次生顶板结构,受31煤层采动影响,集中煤柱破坏失稳,形成动载矿压,导致31201工作面压力异常。

2 过上覆集中煤柱及采空区措施

2.1 动载矿压监测监控及治理措施

运用矿压观测、微震监测、岩层内部位移监测、地表裂隙观测等手段,对动载矿压进行预测预报,采取强制爆破卸压措施对动载矿压进行综合治理^[4-7]。

1) 矿压观测。利用工作面原矿压传输系统及人工监测手段,分析工作面顶板周期来压步距和支架适应性。

2) 微震监测。根据KJ768微震监测系统结构及组成分别在31201工作面回风巷与运输巷布置2个井下监测分站,在距回撤通道1 034 m处开始布置测点,每条巷道共设置可移动式测点31个,测点间距30 m;顶板固定式测点15个,测点间距60 m;底板固定式测点31个,测点间距30 m,共布置测点154个。通过对微震监测数据分析可得到:①煤层顶底板能量释放,震源位置,以及微震发生时间;②工作面推进过程中围岩破坏及运动特征;③掌握31201工作面超前和侧向支承压力影响范围,了解上覆集中煤柱受力破坏的时间及位置;④利用微震和顶板来压的时间差,对顶板周期来压做出预测,评价上覆集中煤柱放炮前后应力释放情况。

3) 岩层内部位移监测。在集中煤柱区域两侧沿工作面推进方向间隔30 m,从地面向岩层内部打4个钻孔,孔径为110 mm,孔深为80 m,在钻孔内不同深度位置设置观测点,各测点应布置在各岩层的接触面附近,对不同层位岩层位移情况进行实时动

态监测,并采用自动监测系统,监测数据通过无线网络每隔15 min采集一次数据并传回监测中心。通过分析多点位移传感器数据,可以分析出在31201工作面推进过程中22煤层顶板运动情况以及强制爆破后22煤层顶板冒落情况。

当工作面推进至距离1号观测孔15 m时,要及时观测22煤层顶板断裂情况。如果工作面推进至2号观测孔位置时,数据未发生明显变化(1号传感器下沉量小于0.5 m),说明22煤层顶板悬顶面积过大,已经达到极限,此时必须处理22煤层顶板。当工作面推进至2号观测孔时,22煤层顶板发生断裂,此时随着工作面的推进,当工作面距离集中煤柱20 m时,进行第1次工作面预裂爆破。当悬顶距离超过20 m时说明工作面预裂爆破效果不明显,建议采取爆破崩落22煤层顶板的方法。如果爆破效果达到预期,即22煤层顶板不出现大面积悬顶(22煤层顶板悬顶距离小于30 m),且工作面顺利推进到3号、4号观测孔时,要结合微震监测对工作面的矿压进行综合分析。

4) 地表观测。在31201工作面对应地表沿倾向布置10条岩移观测线,每条测线布置有5个观测点,在工作面隔离煤柱前后对应地表布置观测点,通过对地表裂隙及沉降的观测,判断31201工作面推进过程中22煤层及31煤层顶板下沉破坏情况,选取9个测点,根据2013年地表观测数据绘制地表下沉曲线,31201工作面对应地表下沉曲线如图1所示。

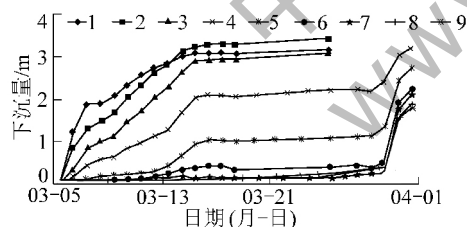


图1 31201工作面对应地表下沉曲线

5) 上覆集中煤柱爆破。在31201工作面接近上覆集中煤柱前,要对其进行强制爆破,破坏煤柱的完整性,释放因应力集中而产生的大量弹性能,降低顶板受采动影响产生断裂时对支架的冲击危害。具体方案如下:①在工作面推进至水平距上覆集中煤柱30 m左右时停采,同时采高调整至4.0 m,在工作面中部施工强制爆破炮眼。炮眼中心线布置在距工作面顶板0.5 m处,炮眼孔间距为6.0 m,呈“一”字形分布,倾角为45°,共布置36个孔,每个孔深度为68 m(图2);②采用水胶炸药或乳胶基质炸药,每孔装药20 m,每米炮眼装药量为3.6 kg,每孔装药72 kg,

共需药量2 592 kg。

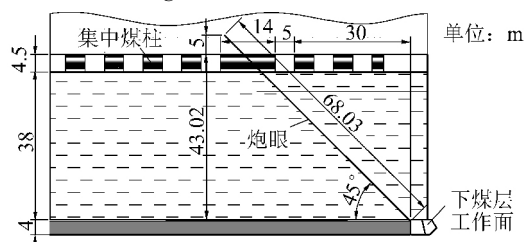
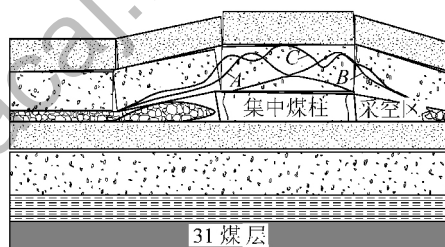


图2 31201工作面上覆集中煤柱爆破炮眼布置断面

如果采取以上措施后动载矿压隐患没有消除,则需在地面打孔对22煤层顶板实施爆破卸压措施。通过对22煤层集中煤柱采取预裂爆破后,集中煤柱破碎,致使煤柱两侧顶板受到不同程度的破坏,通过观测发现煤柱前后的顶板发生不同程度下沉,预裂爆破有效降低了集中煤柱的支承应力(图3)。从而使31201工作面顺利通过了最后1组集中煤柱,根据矿压和微震数据的分析,在回采过程中矿压显现并不强烈,工作面在回采过程中未出现冒顶和支架压死现象。



A、B、C分别为预裂爆破后煤柱左侧、右侧和上方叠加支承压力曲线

图3 集中煤柱预裂爆破后的效果

6) 综合分析预测预报。每天通过对矿压观测、微震监测、岩层内部多点位移计、地表观测进行矿压分析,从而实现在房采区集中煤柱及采空区下回采时的预警,对上覆集中煤柱强制爆破效果进行评估。若多点位移计显示大于0.5 m,微震显示能量范围不大于前期观测指标,来压规律及地表塌陷无异常,则可以正常推进;如果指标不符合正常推进的要求,则需要根据周期来压步距确定安全的推进距离,然后重新布孔,对上覆集中煤柱进行强制爆破。

2.2 顶板管理

1) 采高确定和控制。过上覆集中煤柱时采高最低3.8 m,比正常回采时采高大,须防止顶板形成冲击压力后造成立柱瞬时下沉,行程量小导致支架压死事故。采煤机司机割煤过程中控制采高时应采取沿顶割底的措施,保证顶板完整性。

2) 及时回撤联络巷处单体液压支柱,最后1根回撤时间不得滞后于支架立柱的前移;及时在端头挂挡风帘,保证过联络巷时起到挡风作用。

3) 在上覆集中煤柱区段回采过程中支架工要跟采煤机前滚筒拉架控制顶板,遇顶板破碎时采用带压移架或擦顶移架的方式减少对顶板的破坏,并采用拉超前架等方式人为控制梁端距,保证梁端距不大于 580 mm,防止架前漏矸,当梁端距超过 580 mm 时,采取拉超前架的方法进行控制。

4) 掌握工作面顶板完整程度,及时预测周期来压时间,观测顶板离层、采空区顶板是否正常垮落等矿压现象;保证采煤机运行良好,及时收回护帮板,保证收护帮板距前滚筒不得超过 10 架,操作人员站在距滚筒 6~8 m 外,防止片帮伤人,工作面采用沿顶割底方法控制采高,挖底高度每次不大于 100 mm;正常生产过程中滞后采煤机前滚筒 2 个支架位置进行移架,滞后支架由推溜工补齐,推溜工推移刮板输送机不得滞后采煤机 10 个支架的距离,及时打出护帮板,护帮板不得滞后采煤机后滚筒 10 个支架距离,当工作面来压或顶板破碎时采用带压移架或擦顶移架方式,减少对顶板的影响程度;超前维护工要保证工作面巷道超前支护效果;工作面所有人员不得在超前支护范围内停留。

5) 保证工作面支架初撑力达到要求,如初撑力达不到要求应及时进行二次补压,保证其达到要求。

6) 过上覆集中煤柱期间合理控制机头、机尾的超前或滞后距离,31201 工作面巷道长 1 865 m,工作面遇到特殊情况需要调斜采煤机时应控制好采煤循环,调斜角度控制在 $1.0^{\circ} \sim 2.5^{\circ}$,两端头进尺相差最大不得超过 13.7 m。

2.3 有害气体防治

对工作面回风巷和采空区相连的联络巷封闭时采取“见二闭一”的方法,确保始终有一个联络巷与采空区联通,作为采空区卸压通道,减小采空区气体对工作面的压力;在工作面 30、60、90、120 号支架处各加设 1 台氧气传感器,并与扩音电话连接实现语音报警功能(报警语音为立即撤人),当工作面内有任何 1 处氧气体积分数低于 18% 时必须立即停机撤人,在工作面进风流中氧气体积分数不低于 20%,二氧化碳体积分数不超过 0.5%,瓦斯体积分数不得超过 0.5%;保证机头、机尾的挡风帘达到要求,防止工作面上隅角一氧化碳等有毒有害气体超标;生产期间,采煤机割完三角煤后,支架工要及时

将端头支架拉出,并将挡风帘遮挡严实,杜绝上隅角气体超标;尽量减少工作面及工作面回风巷的作业人员;工作面中存放一定数量的氧气呼吸器,便于紧急情况使用,另外进入工作面的所有人员要必须随身佩戴氧气便携仪。

2.4 水害治理

在上覆集中煤柱时通过采取预裂爆破措施以防止水害发生,在预裂爆破前对上覆采空区及含水层的水位进行观测,提前准备在工作面实施疏放水措施;并完善工作面及巷道的排水系统,保证系统运行可靠,同时布置双回路供电,确保排水系统供电可靠。

3 结 论

1) 由于石圪台煤矿 31 煤层上方存在与工作面平行的不规则集中煤柱和采空区,其可能导致综采工作面出现次生顶板结构,且 31 煤层在回采过程中导致 22 煤层集中煤柱破坏失稳,形成动载矿压现象,是 31 煤层工作面产生大面积冒顶事故的根本原因。

2) 通过采取矿压观测、微震监测、岩层内部多点位移观测、地表观测等技术措施对 31 煤层回采过程中的矿压情况进行分析,从而起到了预警的作用,同时采取对上覆集中煤柱强制爆破措施,从而避免动载矿压现象的出现。

3) 通过采取对 22 煤层采空区进行预裂爆破,有效降低了上覆集中煤柱的支承压,使 31201 综采工作面在过上覆集中煤柱过程中矿压显现并不强烈,实现了安全回采。

参考文献:

- [1] 李 正. 采空区上覆煤层富采技术实践[J]. 云南煤炭, 2013(2): 33-36.
- [2] 王世栋. 工作面过集中煤柱矿压显现规律及控制措施[J]. 能源技术与管理, 2013(1): 36-38.
- [3] 胡金鉴, 周广飞, 武晓明, 等. 近距离采空区下大采高综采工作面矿压演化规律研究[J]. 煤炭工程, 2012(8): 75-78.
- [4] 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: 195-197.

(下转第 124 页)

90.0、112.5、135.0 m。开挖82.5 m长度范围时,煤层上覆岩层没有垮落,顶板应力变化很小,开挖到90 m时,岩层发生垮落,应力开始增加,垮落厚度逐渐增加,由于失去了下部岩层的支撑,应变所处岩层压力迅速增大,开挖到112.5 m时对应上覆岩层发生初次垮落。在开挖到120 m时,应变片所处岩层处于未采空区垮落岩层的最下部,应力达到最大值。

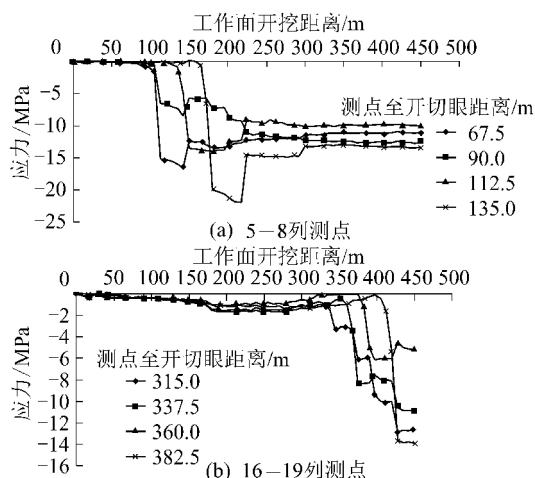


图4 煤层顶板压力随开挖距离的变化曲线

第16、17、18、19列测点的应力与开挖距离的关系曲线如图4b所示,其分别距开切眼的距离为315、337.5、360和382.5 m。由图4b可知,工作面前方煤体上覆岩层应力不大,但在工作面煤壁前方7.5 m会产生应力峰值。

3 结 论

采用相似材料模拟试验的方法,初步确定12406工作面采场覆岩垮落带的高度为7.60 m,约为采高的1.27倍;裂隙带高度为157.1 m,约为采高的26.18倍。工作面上覆岩层由下而上下沉趋势呈非线性曲线,移动形态具有非对称性。上覆岩层质量分别由前后方煤柱、采空区冒落矸石支撑,形成支承压力,在一定范围内形成应力集中区和卸压区,在工作面煤壁前方7.5 m会产生应力峰值。

参考文献:

[1] 任艳芳,宁宇,齐庆新.浅埋深长壁工作面覆岩破断特征相似模拟[J].煤炭学报,2013,38(1):61-66.
[2] 任艳芳,齐庆新.浅埋煤层长壁开采围岩应力场特征研究[J].煤炭学报,2012,37(10):1612-1618.
[3] 付玉平,宋选民,邢平伟,等.浅埋厚煤层大采高工作面顶板岩层断裂演化规律的模拟研究[J].煤炭学报,2012,37(3):366-371.

[4] 尹希文,常运飞.浅埋煤层综放工作面覆岩破坏规律研究[J].煤炭科学技术,2013,41(S1):22-25.
[5] 黄炳香,刘长友,许家林.采动覆岩破断裂隙的贯通度研究[J].中国矿业大学学报,2010,39(1):45-49.
[6] 杨真,童兵,黄成成,等.近距离房柱采空区下长壁采场顶板垮落特征研究[J].采矿与安全工程学报,2012,29(2):157-161.
[7] 许家林,王晓振,刘文涛,等.覆岩主关键层位置对导水裂隙带高度的影响[J].岩石力学与工程学报,2009,28(2):380-385.
[8] 李树刚.综放开采围岩活动影响下瓦斯运移规律及其控制[J].岩石力学与工程学报,2000,19(6):809-810.
[9] 刘泽功,袁亮,戴广龙,等.开采煤层顶板环形裂隙圈内走向长钻孔抽放瓦斯研究[J].中国工程科学,2004,6(5):32-38.
[10] 刘妮娜,门玉明,刘洋.地震动力作用下土-地铁隧道模型分析[J].地球科学与环境学报,2009,34(3):295-298.
[11] 刘三钧,林柏泉,李全贵,等.“三软”不稳定低透气性煤层采空区瓦斯综合治理技术研究[J].中国煤炭,2010,36(2):91-94.
[12] 刘悦,黄强兵.模拟堆载作用的黄土边坡土体变形机理试验[J].地球科学与环境学报,2007,33(2):183-187.
[13] 杨科,谢广祥.采动裂隙分布及其演化特征的采厚效应[J].煤炭学报,2008,33(10):1092-1096.
[14] 李晓红.岩石力学试验模拟技术[M].北京:科学出版社,2007.
[15] 伊茂森.神东矿区浅埋煤层关键层理论及其应用研究[D].徐州:中国矿业大学,2008.

(上接第128页)

[5] 鞠金峰,许家林,朱卫兵,等.近距离煤层工作面出倾向煤柱动载矿压机理[J].煤炭学报,2010,35(1):15-20.
[6] 王国旺.活鸡兔井工作面矿压显现规律及安全措施[J].陕西煤炭,2007(1):53-54.
[7] 徐俊,李金亮,吴康华.上覆煤层房柱式采空区高浓度CO威胁的中和措施防治[J].煤矿安全,2013,44(7):105-108.
[8] 李玫斯,李全胜.近距离上覆煤层刀柱开采后下覆煤层长臂开采技术[J].煤矿现代化,2005(2):19-20.
[9] 史正滨,胡勇,王利京.综采工作面过上覆煤层孤岛煤柱的实践[J].煤矿开采,2005,10(2):45-46.
[10] 邹德蕴,段伟,刘志刚,等.采空区上覆岩层垮落诱发矿震机理及预测方法[J].煤炭科学技术,2010,38(8):35-38.
[11] 黄福昌.兖州矿区矿震防治技术与探讨[J].煤炭科学技术,2006,34(1):69-72.
[12] 汤伏全,姚顽强,夏玉成.薄基岩下浅埋煤层开采地表沉降预测方法[J].煤炭科学技术,2007,35(6):103-105.
[13] 王红胜,李树刚,张新志.沿空巷道基本顶断裂结构影响窄煤柱稳定性分析[J].煤炭科学技术,2014,42(2):19-22.
[14] 鞠金峰,许家林,朱卫兵.大柳塔煤矿22103综采面压架机理及防治技术[J].煤炭科学技术,2012,40(2):4-7.
[15] 王路军,朱卫兵,许家林.浅埋深极近距离煤层工作面矿压显现规律研究[J].煤炭科学技术,2013,41(3):47-50.