

文章编号: 1673-3363-(2014)06-0901-06

复杂构造应力采区沿空掘巷非对称支护研究

周钢, 王鹏举, 邹长磊, 王浩, 王超

(中国矿业大学深部岩土力学与地下工程国家重点实验室, 江苏 徐州 221116)

摘要 综放工作面处于复杂构造应力区, 为确定该区域地应力状况, 采用空心包体应力解除法进行现场地应力实测, 确定该区域为构造应力为主的高应力区。以地应力实测结果为依据, 采用实测主应力大小和方向对数值计算模型进行初始地应力的加载, 有效减小了由于不考虑构造应力导致模拟结果的误差; 结合沿空巷道在掘进及回采过程的受力及变形演化机理, 设计出沿空掘巷非对称支护方案, 非对称支护中设计使用肩部锚索专用紧固构件, 减小了锚索被剪断的几率, 有效提高了锚索承载质量。工业性试验与矿压观测结果表明: 在以构造应力为主的复杂应力区采用非对称支护技术, 沿空掘巷支护效果良好, 技术经济效益与社会效益显著。

关键词 复杂构造应力区; 沿空掘巷; 非对称支护; 地应力测试

中图分类号 TD 353

文献标志码 A

Asymmetric supporting research of gob-side entry driving in complex tectonic stress mining area

ZHOU Gang, WANG Pengju, ZOU Changlei, WANG Hao, WANG Chao

(State Key Laboratory for Geomechanics & Deep Underground Engineering,
China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

Abstract When the working face is in the complex tectonic stress area, in order to determine the area ground stress condition, the method of stress relief is used to determine the region of high stress mainly constituted by tectonic stress. Based on the in-situ stress test results, the stress intensity and direction are used to load the initial ground stress in the numerical calculation model, which effectively reduces the error of the simulation results without considering the tectonic stress. Combined with evolution mechanism of deformation and stress along the empty roadway, asymmetric supporting parameters has been designed. Using special anchor fastening shoulder artifacts effectively can reduce the chances of fracture anchor cables and improve the quality of the anchor cable bearing quality. The results of the industrial test and the rock pressure indicates that the asymmetric support scheme supporting effect is good in the complex tectonic stress mining area and has a remarkable economic and social benefit.

Key words complex high stress mining area; gob-side entry driving; asymmetric supporting; in-situ stress test

综采放顶煤技术是实现矿井高产高效的有效途径, 为了提高煤炭回收率, 减少资源的浪费, 越

来越多矿区在综放开采中应用沿空掘巷技术。沿空掘巷是沿已稳定的采空区边缘或与采空区之间留

收稿日期: 2014-03-07

基金项目: 国家自然科学基金项目(51174196)

作者简介: 周钢(1956—), 男, 北京市人, 高级工程师, 研究生导师, 从事岩石工程性质、矿山压力与岩层控制方面的研究。

E-mail: zg2299@163.com

Tel: 0516-83885178

设小煤柱布置巷道,在该巷道掘进时,相邻采空区岩层活动相对稳定,上工作面回采期引起的采场应力也趋于稳定,此时,在应力降低区内采用沿空掘巷技术,有利于巷道维护。沿空掘巷技术的有效实施,提高了掘进效率和煤炭回采率,并可减少回采巷道支护和维修成本。但随着近年许多矿井采深逐年增加,高应力、软岩及地应力场愈加复杂,特别是存在复杂构造应力的区域,支护问题尤为突出,处在复杂应力区的沿空掘巷支护也愈加困难。

国内外学者针对沿空掘巷支护问题进行了大量的研究,得出众多沿空掘巷围岩稳定、变形机理及支护技术方面的成果。通过理论计算、数值模拟等方法对小煤柱宽度的合理留设、煤柱内应力的演化机理及变形破坏特征进行了大量研究^[1-4];针对沿空掘巷在巷道掘进及工作面回采过程中围岩大结构、小结构的相互作用机理及变形破坏特征进行了研究分析^[5-7];亦提出了针对不同条件下沿空掘巷不对称支护技术,通过现场检测,取得良好效果^[8-10]。

分析上述研究成果,关于沿空掘巷的相关研究如小煤柱留设位置、留设宽度、巷道围岩受力变形机理、变形破坏特点以及锚杆支护参数的设计,其理论计算、数值模拟及物理相似模拟大都假设其自重应力即为原岩应力;对于埋深较浅、以自重应力为主、构造应力较小的矿区有其适用性。但是对于埋深较大、构造应力复杂的采区,以上方法显现其缺陷,用现有力学知识无法建立准确的力学模型,因此也无法得到准确的理论解;数值模拟虽然可以弥补理论计算的某些缺点,但是在无法预知复杂构造应力场分布情况的前提下,无法对模型进行准确初始应力的加载,这样会造成模拟计算结果缺乏准确性;此外,由于沿空掘进巷道在掘进和回采的过程中直接顶 2 次回转下沉,锚索被剪断的情况很多发。本文针对以上问题探究采用不对称支护技术予以解决。首先利用地应力测试技术获取原始地应力场的分布特征,依据地应力实测结果进行数值模拟初始地应力的加载,根据模拟结果设计最优巷道支护参数;对于煤巷肩部应力集中部位锚索易被剪断问题,设计应用肩部锚索专用紧固构件(锚索万向件),有效解决了该难题。

1 沿空掘巷围岩变形破坏过程及控制对策

1.1 工程背景

某矿西一采区西翼,主采 7[#]煤层,区域构造复杂,断层多,煤体发育破碎,抗压强度为 3.97 MPa,

抗拉强度为 1.38 MPa;煤层厚度 5.2~6.1 m,平均厚度 5.4 m,煤层倾角 22°~31°,平均倾角 25°,直接顶为厚 15.5 m 的中砂岩,底板为厚 3.1 m 的泥岩。原采区工作面沿空掘巷埋深 500 m,采用矩形断面,沿煤层底板掘进,巷道断面为 4.0 m×2.5 m。巷道围岩均为煤层,其强度均小于顶底板砂岩岩层,大倾角煤层顶底板与煤层强度相差悬殊,在应力复杂情况下易产生底鼓;且大倾角沿空巷道两帮的非对称承载,加剧了实体煤帮的失稳进程。由于采区未知应力突出,巷道在原支护条件下多处出现冒顶、片帮、底鼓等现象,局部地段卧底约 800 mm,巷道进行大量的维修,支护成本高,施工作业不安全,严重影响了矿井的安全生产。

针对采区情况,先期进行了地应力测量工作,在原有工程基础上,基于地应力实测,开展复杂构造应力区沿空掘巷设计与施工研究。

1.2 巷道围岩变形破坏过程

沿空掘巷的围岩力学环境与其他类型的回采巷道相比,一般具有以下显著的特点:巷道布置在应力降低区;掘巷期内围岩应力集中程度相对较小;回采期间应力集中程度很大。

沿空巷道在上、下两工作面回采过程中前后受到 3 次动力影响:上工作面回采过程中沿空巷道处煤层受到第 1 次动压影响,小煤柱煤体物理力学性质减弱;巷道掘进过程中周围煤体第 2 次受到动压影响,物理力学性质进一步减弱;本工作面回采过程中,巷道围岩受到第 3 次动压影响。基于基本顶岩层的上覆岩体大结构经历稳定-不稳定-稳定-不稳定过程。

由于沿空巷道在掘进开始时,上区段工作面回采导致的岩层的垮落变形已经稳定,形成如图 1a 所示的铰接梁稳定结构,因此忽略上区段采动的影响,只需考虑掘巷和本工作面回采过程对巷道围岩稳定性的影响。

1) 掘巷过程

上工作面回采后,随着顶板回转下沉,工作面围岩受力逐渐稳定,形成如图 1a 所示的稳定铰接结构。但是,在巷道掘进的过程中,这种平衡稳定的状态被打破,围岩应力重新分布,由于小煤柱侧煤体物理力学性质减弱,在顶板压力下产生一定的压缩变形量,导致关键块体 B 产生回转 M_1 、下沉 F_1 ,岩层之间产生相对错动,进而引起围岩小结构的变形破坏。

2) 回采过程

巷道掘进引起的围岩扰动相对较小, 应力重新分布在巷道掘进结束后基本结束, 巷道围岩受力重新平衡, 形成新的稳定结构。在工作面回采过程中巷道围岩应力平衡状态又一次被打破, 由于工作面回采, 顶板垮落, 造成工作面侧块体 A 产生回转 M_2 、下沉 F_2 , 并产生一定的滑移错动, 带动块体 B 回转 m_1 、下沉 f_1 , 进而引起一定的滑移错动, 如图 1b 所示。由于采动超前应力的作用, 工作面前方一定范围内巷道围岩应力集中, 集中系数是巷道掘进期间的 2~2.5 倍, 导致围岩小结构变形破坏。

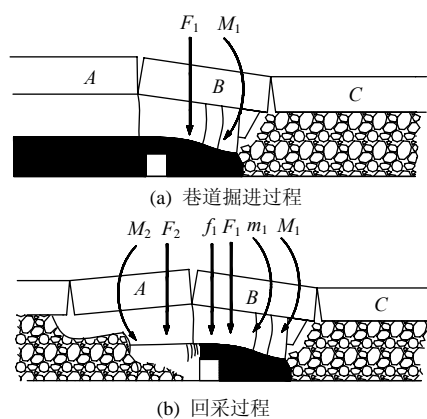


图 1 沿空掘巷弧形三角块结构模型

Fig.1 Mechanical model of curved triangular block structure of gob-side entry driving

1.3 控制对策

综合分析, 沿空掘进巷道支护的关键是控制大结构和小结构的双重稳定, 巷道掘进和工作面回采是导致大结构回转变形的根本原因。大结构的回转变形是小结构受力变化、失稳破坏的诱因, 小结构失稳破坏又会进一步促进大结构的回转滑移变形, 因此大小结构是相互耦合的关系, 其中一部分失稳破坏, 都会导致整个巷道的失稳破坏, 因此支护必须保证大小结构在以上 2 个过程中的稳定。

2 地应力测量

为了解分析西一采区地应力情况, 应用空心包体环氧树脂应变计, 采用应力解除法在采区北翼待采区域实施了地应力测量工作。原岩应力测量结果表明: 最大主应力 $\sigma_1=12.39$ MPa, 与铅垂方向夹角为 66.13° , 铅垂应力分量 $p_y=7.66$ MPa, 沿南北方向的水平挤压应力分量较大, 为 $p_x=11.17$ MPa, 沿东西方向的水平挤压应力分量相对较小, 为 $p_z=7.99$ MPa, 铅垂应力分量与水平应力分量相差较大,

表明该区域以水平应力为主。若取上覆岩层的平均容重 $\gamma=2.5$ t/m³ 估算, 铅垂应力 σ_v (测点深 519 m) 为 12.98 MPa, 与铅垂应力分量 p_y 相差较大。3 个主应力 σ_1 , σ_2 , σ_3 在空间的矢量关系如图 2 所示。

地应力测量表明: 采区设计的东西走向回采巷道受北南方向近水平主应力的剪切, 结合区域断层带分析, 确定西一采区为构造应力主控的高应力区, 这也是采区原沿空巷道围岩难以控制的主要原因。

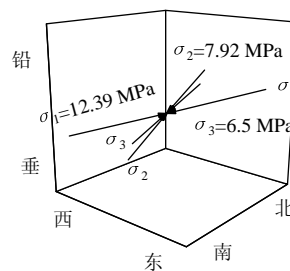


图 2 主应力空间矢量图

Fig.2 The space vector diagram of principal stress

3 数值计算与支护参数的确定

3.1 数值计算模型建立

以采区 7162 工作面为工程背景, 分析采空区侧向支承压对 7163 材料道变形的影响, 确定合理巷道留设位置、窄煤柱合理尺寸以及巷道的最优支护参数, 采用有限差分法软件 FLAC^{3D} 进行数值模拟。计算模型为 170 m×40 m×46 m(长×宽×高), 共划分 201 924 个单元、404 656 个节点。该模型侧面限制水平移动, 底部固定, 模型上表面为应力边界, 按照地应力实测结果, 施加的铅垂荷载为 7.66 MPa, 模型中煤巷所受的水平侧压(东西方向)为 11.17 MPa, 垂直于整个模型纵向压力(前后方向)为 7.99 MPa, 使模型初始应力边界与地应力测试结果一致, 应用 Mohr-Coulomb 模型。原始数值计算模型如图 3 所示, 计算所采用的煤(岩)层物理力学参数见表 1。

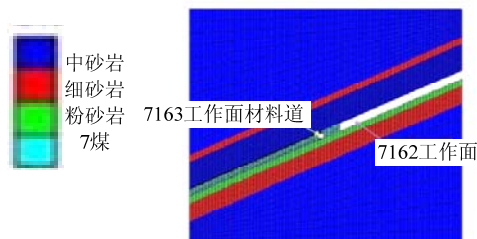


图 3 数值模型

Fig.3 Geometric model

表 1 煤(岩)层物理力学性质参数
Table 1 Mechanical parameters of every strata

位置	岩性	重度/(kN·m ⁻³)	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	内摩擦角/(°)	黏聚力/MPa
顶板	中砂岩	27	7.5	4.5	35	2.2
	细砂岩	27	7.5	4.5	35	2.2
	中砂岩	27	7.5	4.5	35	2.2
	泥岩	25	4.5	2.5	25	1.5
煤	煤	16	2.4	1.5	23	1.2
底板	粉砂岩	27	7.5	4.5	35	2.2
	细砂岩	27	7.5	4.5	35	2.2
	中砂岩	27	7.5	4.5	35	2.2

3.2 窄煤柱留设

为了得到煤壁侧支撑压力的分布情况,把巷道布置在压力降低区,首先模拟了支撑压力与距煤壁距离之间的关系,模拟结果显示 0~11 m 为应力降低区,巷道应该选择布置在这个范围之内。为了得到小煤柱的最优合理宽度,模拟比较了不同煤柱宽度下沿煤柱方向垂直应力分布、向采空区水平位移峰值关系、巷道围岩变形关系。模拟结果表明:煤柱 3~5 m 时,围岩浅部应力较小;煤柱超过 6 m 后,随着煤柱宽度的增大,浅部应力又相应地增大;煤柱宽度为 5~6 m 时,窄煤柱应力集中系数较小,最大仅为 1.25,窄煤柱相对比较稳定,为合理的窄煤柱宽度。

综上模拟结果,选择小煤柱留设 5 m 宽度,既能保证煤炭资源的回采率,又能使巷道围岩受力状态较为合理。

3.3 锚杆(索)支护优化设计

为了得到锚杆(索)的最优参数,在确定顶板和两帮支护强度的基础上,设计多种锚杆布置参数进行模拟,如表 2。

表 2 数值模拟参数
Table 2 The numerical simulation parameters

序号	参数	取值范围
1	锚杆长度/m	1.8, 2.0, 2.2, 2.4
2	锚杆排距/m	0.7, 0.8, 0.9, 1.0
3	锚杆间距/m	0.7, 0.8, 0.9, 1.0
4	锚索根数	0, 1, 2

根据模拟结果(图 4),锚杆长度 2.2 m 以上时,增加长度效果不显著;锚杆间排距 800 mm 以下时,减小间排距效果不显著;锚索 3 根时,增加锚索根数效果不显著。为了提高巷道安全系数,适当增加不利位置的支护参数,合理利用支护材料。

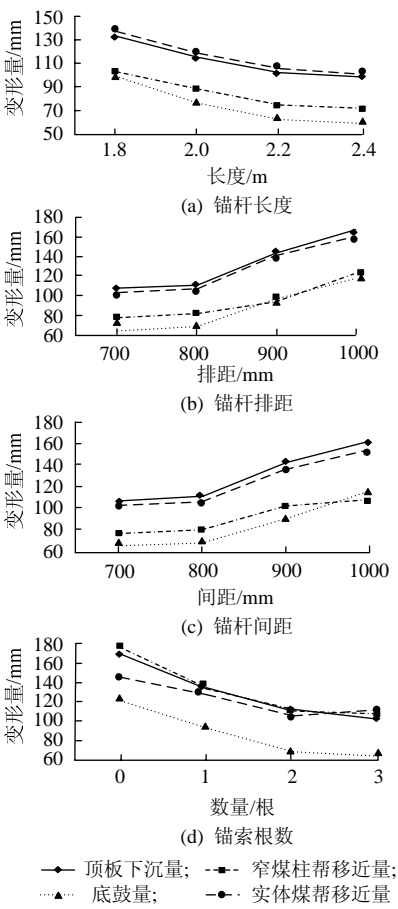


图 4 锚杆(索)参数模拟
Fig.4 Anchor rod (rope) parameter simulation

3.4 不对称支护参数确定

根据基于地应力测量的计算结果,确定巷道支护参数如下(图 5):

1) 顶板锚杆支护

采用 $\Phi 22\text{ mm}\times L2200\text{ mm}$ 左旋螺纹钢高强度锚杆,材质为 20 MnSi,顶板打 5 根锚杆, M5 钢带及金属网护顶,间排距为 900 mm \times 900 mm,锚杆预紧力大于 20 kN,安装扭矩不小于 150 N·m。

2) 两帮锚杆支护

采用 $\Phi 20 \text{ mm} \times L 2000 \text{ mm}$ 螺纹钢锚杆支护, 实体煤帮 3 根锚杆, 间距 800 mm, 排距 900 mm, 小煤柱帮 4 根锚杆, 间距 700 mm, 排距 900 mm; $\Phi 14 \text{ mm}$ 梯子梁与金属网护帮, 预紧力大于 20 kN, 安装扭矩不小于 150 N·m。

3) 锚索增强支护

锚索布置采用不对称支护方式。顶板锚索排距为 2 700 mm; 均采用 $\Phi 17.80 \text{ mm} \times L 6300 \text{ mm}$ 高强锚索(孔深 6 000 mm), 每排 2 根锚索, 一排居中布置, 一排偏煤柱帮布置, 即中间一根锚索, 偏帮一根锚索, 偏帮锚索倾斜 35° 角安装。煤柱帮中间加设锚索, 排距为 2 700 mm。采用 $\Phi 17.80 \text{ mm} \times L 4500 \text{ mm}$ 高强锚索(孔深 4 200 mm)加固煤柱。

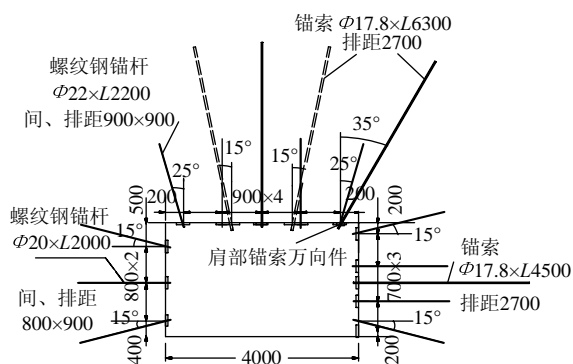


图5 巷道支护断面图 (mm)

Fig.5 Roadway support profile

4 不对称支护结构的形成与围岩控制效果

4.1 不对称支护结构的作用机理

根据锚杆锚索支护与围岩的相互作用原理, 在复杂构造应力区沿空巷道采用的不对称支护技术, 强化了围岩强度, 提高了围岩的自承能力, 并使巷道支护结构有效形成, 有针对性地控制了沿空掘巷的围岩变形。

锚杆锚索不对称支护结构, 突出遏制北南向对煤巷产生的水平剪应力, 肩部锚索锚固在直接顶已趋于稳定的三角区内, 配合窄煤柱帮锚索, 整体提高了煤柱的稳定性, 控制顶板和煤帮的内移, 进而减缓了超前支撑压力对实体煤壁的挤压破坏, 改善了巷道的受力状态, 同时减小了底鼓。

由于沿空掘巷在掘进和回采过程中巷道覆岩大结构与小结构有一定的回转和下沉, 导致岩层间产生错动, 巷道肩角部应力集中明显, 在靠近帮部的顶锚杆锚索随着围岩变形, 出现锚杆锚索被剪断

的情况, 尤其是锚索索具和托盘或钢带等构件结合部, 岩层的移动和巷道的变形挤压剪断钢绞线, 致使支护结构失稳。针对这种情况, 在不对称支护研究中创新设计并使用专用锚索紧固构件(肩部锚索万向件), 如图 6 所示。

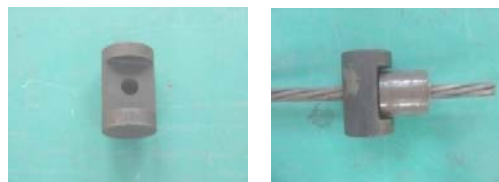


图6 巷道肩部锚索万向件

Fig.6 Special roadway shoulder anchor fastening components

在不对称支护技术中, 预应力锚索作为加固补强部分, 将锚杆支护形成的煤层承载结构与围岩的关键层相连, 充分利用深部围岩的承载能力, 共同提高支护系统的稳定性。锚索万向件通过圆柱体的适应性旋转保证了锚索的预应力, 克服了巷道覆岩回转下沉致使岩层间产生错动造成的索具与托盘或钢带等构件的变形挤压剪力, 有效地减小了锚索被剪断的几率, 提高了锚索的承载质量, 在大角度锚索安装中效果尤其显著, 进而确保了整个支护体系的可靠性。

4.2 工业性试验与矿压监测

通过上述研究, 在 7163 工作面材料道中实施不对称支护技术。矿压监测(图 7, 8)表明: 巷道掘进过程中, 两帮最大移近量为 68 mm, 顶底板最大移近量为 23 mm, 掘巷后 55 d 基本稳定; 在回采过程中, 两帮、顶底板最大移近量分别为 680, 420 mm。巷道在掘进和回采期间的变形量均能够满足矿井正常生产要求, 达到了良好的围岩控制效果。

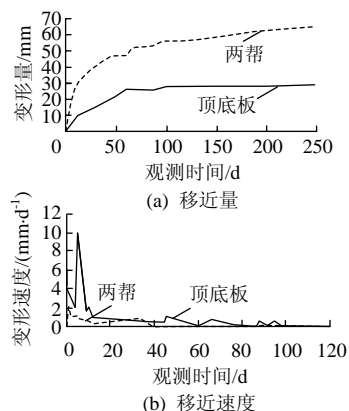


图7 掘进期间巷道围岩变形

Fig.7 Deformation of the roadway surrounding rock during excavating

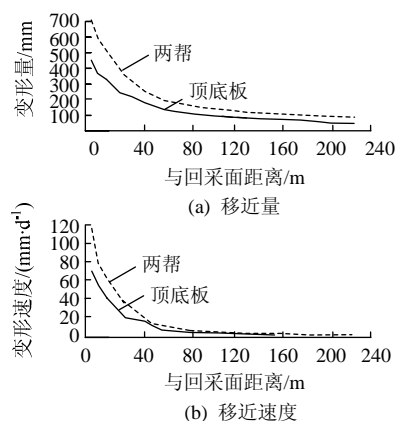


图 8 回采期间巷道围岩变形

Fig.8 Deformation of the roadway surrounding rock during mining

5 结 论

1) 地应力测量结果表明:采区为构造应力主控的高应力区,且回采巷道受北南方向主应力近水平剪切,是采区原沿空巷道围岩大变形的主要原因。

2) 分析沿空巷道在掘进和回采过程中围岩变形及破坏特征,表明控制围岩大结构和小结构的双重稳定性是保证巷道围岩稳定的关键。以地应力实测参数作为数值计算的应力边界条件,有效地减小了由于不考虑构造应力造成的计算误差。

3) 在不对称支护技术中设计并使用的锚索紧固万向件,通过圆柱体的适应性旋转保证了锚索的预应力,有效地减小了锚索被剪断的几率,提高了锚索的承载质量,在大角度锚索安装中效果尤其显著,进而确保了整个支护体系的可靠性。

4) 工业性试验与矿压监测表明:不对称支护技术有效保障了在构造应力与采场应力叠加条件下沿空掘巷围岩的稳定性,对类似条件的巷道支护问题具有借鉴意义。

参考文献:

- [1] 刘庆林, 孟祥瑞, 赵启峰. 综放沿空掘巷底板力学机理与控制技术研究[J]. 矿业研究与开发, 2007, 27(5): 31-35.
LIU Qinglin, MENG Xiangrui, ZHAO Qifeng. Study on mechanical mechanism and control technique of floor for roadway driving along goaf in fully mechanized top coalcaving face[J]. Mining Research and Development, 2007, 27(5): 31-35.
- [2] 赵国贞, 马占国, 孙凯, 等. 小煤柱沿空掘巷围岩变形控制机理研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 27(4): 517-521.
ZHAO Guozhen, MA Zhanguo, SUN Kai, et al. Research on deformation controlling mechanism of the narrow pillar of roadway driving along next goaf[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 27(4): 517-521.
- [3] 刘向增, 张科学, 徐学锋, 等. 开采深度对沿空掘巷围岩变形规律的影响[J]. 煤矿安全, 2011, 42(11): 23-26.
LIU Xiangzeng, ZHANG Kexue, XU Xuefeng, et al. Study on the mining depths impact on deformation law of surrounding rock in roadway driving along next goaf[J]. Coal Mine Safety, 2011, 42(11): 23-26.
- [4] 刘增辉, 高谦, 华心祝, 等. 沿空掘巷围岩控制的时效特征[J]. 采矿与安全工程学报, 2009, 26(4): 465-469.
LIU Zenghui, GAO Qian, HUA Xinzhui, et al. Aging characteristics of wall rock control in roadway driving along goaf[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2009, 26(4): 465-469.
- [5] 王猛, 柏建彪, 王襄禹, 等. 迎采动面沿空掘巷围岩变形规律及控制技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(2): 197-202.
WANG Meng, BAI Jianbiao, WANG Xiangyu, et al. The surrounding rock deformation rule and control technique of the roadway driven along goaf and heading for adjacent advancing coal face[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(2): 197-202.
- [6] 李学华, 姚强岭, 丁效雷. 窄煤柱沿空掘巷围岩稳定原理与技术[J]. 煤矿支护, 2008, 2(1): 1-9.
LI Xuehua, YAO Qiangling, DING Xiaolei. The stability theory and technology of narrow roadway driving along goaf coal pillar[J]. Coal Mine Supporting, 2008, 2(1): 1-9.
- [7] 李磊, 柏建彪, 王襄禹. 综放沿空掘巷合理位置及控制技术[J]. 煤炭学报, 2012, 37(9): 1564-1569.
LI Lei, BAI Jianbiao, WANG Xiangyu. Rational position and control technique of roadway driving along next goaf in fully mechanized top coal caving face[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(9): 1564-1569.
- [8] 侯朝炯, 李学华. 综放沿空掘巷围岩大、小结构的稳定性原理及其应用[J]. 煤炭学报, 2001, 26(1): 1-6.
HOU Chaojiong, LI Xuehua. The stability principle of big and small structures of sublevel caving roadway driving along goaf[J]. Journal of China Coal Society, 2001, 26(1): 1-6.
- [9] 孙凯. 深井高应力综放沿空掘巷围岩控制技术[J]. 华北科技学院学报, 2011, 8(4): 14-19.
SUN Kai. Deep hig research on the suitable support form of deep gob-side entry[J]. Journal of North China Institute of Technology, 2011, 8(4): 14-19.
- [10] 靖洪文, 许国安, 曲天智, 等. 深井综放沿空掘巷合理支护形式研究[J]. 山东大学学报, 2009, 39(4): 87-91.
JING Hongwen, XU Guo'an, QU Tianzhi, et al. Research on the suitable support form of deep gob-side entry in fully mechanized top coal caving mining[J]. Journal of Shandong University, 2009, 39(4): 87-91.