

文章编号: 1673-3363-(2012)02-0220-06

上行开采顶板煤巷围岩稳定性控制技术研究

王成¹, 杜泽生², 张念超³, 钱德雨³

(1. 河南理工大学能源科学与工程学院, 河南 焦作 454003;

2. 煤炭科学研究总院安全装备技术研究分院, 北京 100013;

3. 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116)

摘要 针对淮南矿区煤层群上行卸压开采被保护层回采巷道围岩控制的技术难题, 采用数值模拟和物理模拟方法研究了下部煤层卸压开采后顶板巷道应力场和裂隙场时空演化规律, 以及卸压开采动压影响条件下, 复合顶厚度小于锚杆锚固范围、复合顶厚度与锚杆锚固范围相当、复合顶厚度大于锚杆锚固范围时巷道变形破坏规律, 结果表明: 下伏采动和巷道掘进形成的叠加应力决定巷道围岩应力分布和裂隙演化特征, 锚杆支护能够优化围岩的应力场和裂隙场, 保证围岩整体结构稳定; 复合顶厚度大于锚杆锚固范围的巷道安全状况最差, 巷道变形破坏最严重。在此基础上提出了保障顶板安全、加固两帮、强化关键区域、增大锚固范围的控制原则, 给出了以新型“三高”锚杆为基础的立体式锚索梁承载结构组合支护技术, 并成功应用于工程实践, 取得了良好的支护效果。

关键词 上行开采; 顶板巷道; 新型“三高”锚杆; 立体式锚索梁承载结构

中图分类号 TD 353

文献标识码 A

Study on Surrounding Rock Control for Mining Roadway of the Overlying Protected Seam in Ascending De-Stressed Mining

WANG Cheng¹, DU Ze-sheng², ZHANG Nian-chao³, QIAN De-yu³

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

China; 2. Mining Safety Equipment and Technology Branch, China Coal Research Institute, Beijing 100013,

China; 3. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, School of Mines, China University of

Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

Abstract Surrounding rock control in the overlying protected coal seam is a challenging topic of de-stressed mining of multi-seams. Based on current research on roadway control, a numerical simulation model was established to study stress field and fissure field before and after roadway excavation during underlying mining. Meantime, a physical simulation mode with the complex textured-roof and varying thickness was used to study roadway instability and collapse caused by dynamic pressure as well. The results show that when thickness of the roof is bigger than that of the bolted depth. The roadway situation is in the worst and the roof has the greatest possibility to lose its stability. Then a series of control principles have been proposed, such as strengthening roof, reinforcing both sides, strengthening the key area and strengthening bolted area. Therefore, combined supporting technique of tridimensional cable bolt beam structure based on new “three-high” bolt has been put them into practice finally, which showed that a better supporting effect was obtained.

收稿日期: 2011-09-11

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2011CB201200); 国家自然科学基金青年科学基金项目(50904064)

作者简介: 王成(1984-), 男, 安徽省含山县人, 博士, 讲师, 从事巷道矿压理论及其控制技术、深井煤与瓦斯共采方面的研究。

E-mail: wangchengcumt@163.com

Tel: 15838905979

Key words ascending mining; roof roadway; new “three-high” bolt; tridimensional cable bolt beam structure

淮南矿区煤炭资源丰富，可采煤层层数多，煤层普遍构造复杂，煤质松软，煤层具有高瓦斯、低透气性、高吸附性的特点^[1]。随着开采深度的增加，瓦斯突出危险性随之增加。为了解决这一问题，许多学者作了大量的研究^[2-8]，结果表明上行卸压开采是保障淮南矿区深部矿井安全开采行之有效的途径。但上行卸压开采必然形成应力增高区和应力降低区，同时采场覆岩产生大量采动裂隙^[9]，开采煤层顶板巷道即使布置在应力降低区，其围岩裂隙发育，巷道也易出现大变形，甚至被压垮等现象，维护极其困难。国内外针对采动影响的巷道围岩稳定性控制研究取得了显著的成果^[10-14]。但研究工作主要是针对已掘巷道受动压影响开展，对下部煤层卸压开采影响时期上覆煤层新掘巷道的围岩稳定性控制所做的研究工作较少。因此，开展煤层群卸压开采上覆煤层回采巷道围岩稳定性控制研究十分必要。

本文以淮南矿区 11-₂ 煤和上覆 13-₁ 煤上行卸压开采巷道围岩控制为背景，采用数值模拟方法和相似材料物理模拟开展研究，为顶板巷道围岩控制提供理论依据，同时为上行卸压开采技术全面推广提供了强有力的技术支撑。

1 数值模拟

1.1 数值计算模型

采用 UDEC 进行数值模拟，根据煤层赋存条件和现场提供的资料，并参考有关岩石力学分析计算手册，选取计算中的岩石力学性质参数如表 1，建立数值模型（见图 1），其长×宽为 500 m×152 m，11-₂ 煤和 13-₁ 煤平均间距 74 m，工作面宽×高为 240 m×3.5 m，巷道宽×高为 5.0 m×3.4 m，巷道埋深 720 m，模型两侧保留 130 m 的宽度煤柱。11-₂ 煤直接顶遵循应变软化准则，而其余部分遵循摩尔库伦准则。

表 1 数值模拟模型各岩层主要力学参数
Table 1 Mechanic parameters of rock strata in numerical simulation model

编号	岩层名称	密度/(kg m ⁻³)	厚度/m	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗压强度/MPa	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)
1	泥岩	2200	40	3.03	1.56	20	1.2	27
2	11- ₂ 煤	1400	4	1.19	0.37	10	0.8	23
3	炭质页岩	2000	2	3.75	1.73	15	1.0	25
4	粉砂岩	2700	12	2.68	1.84	50	2.0	32
5	细砂岩	2600	16	5.56	4.17	60	2.0	35
6	泥岩	2200	5	3.03	1.56	20	1.2	27
7	细砂岩	2600	12	5.56	4.17	60	2.0	35
8	泥岩	2200	5	3.03	1.56	20	1.2	27
9	粉砂岩	2700	8	2.68	1.84	50	2.0	32
10	泥岩	2200	8	3.03	1.56	20	1.2	27
11	黏土岩	2200	6	3.75	1.73	15	1.0	25
12	13- ₁ 煤	1400	4	1.19	0.37	10	0.8	23
13	黏土岩	2200	3	3.75	1.73	15	1.0	25
14	泥岩	2200	3	3.03	1.56	20	1.2	27
15	粉砂岩	2700	16	2.68	1.84	50	2.0	32
16	泥岩	2200	8	3.03	1.56	20	1.2	27

为使模拟过程与现场实践类似，首先开挖 11-₂ 煤的工作面，计算 5 000 步后，再开挖上覆 13-₁ 煤的回采巷道，其中回采巷道位置确定主要是为了满足顺桥煤矿 13-₁ 煤工作面合理布置的需要，将轨道顺槽布置在下方采空区边缘。

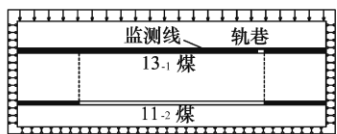


图 1 数值计算模型

Fig.1 Numerical simulation model

1.2 巷道掘进前后应力场演化规律

通过布置在 13₋₁ 煤顶部的测线来监测煤层的应力的变化。11₋₂ 煤开挖后计算 1 000, 3 000, 5 000 步时上覆煤岩应力分布如图 2 所示, 得到了巷道掘进前卸压开采应力演化规律:

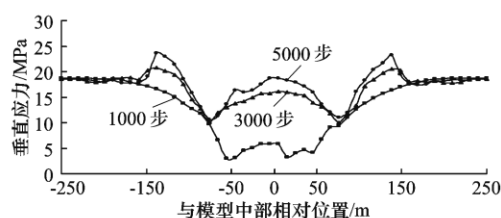


图 2 巷道掘进前卸压开采不同步 13₋₁ 煤层的应力演化
Fig.2 Stress evolution of Seam 13-1 at different steps during protective seam mining but before roadway digging

1) 13₋₁ 煤的应力总体上呈现对称分布规律, 受采动的影响范围为 -160~160 m。

2) 1 000 步时, 采空区上方的煤岩体的应力降低, 最小应力仅 3 MPa, 卸压效果明显, 煤层发生碎胀变形。

3) 3 000 步时, 采动影响范围内应力水平平均有不同程度的提高, 特别是位于采空区中部的煤层, 卸压区由工作面中部逐渐向工作面两侧转移, 在距采空区边缘 18 m 处产生应力集中, 为 20.83 MPa。随着采空区进一步压实, 集中应力继续增大, 为 23.69 MPa, 但集中应力位置并没有发生变化。

综合模型对称因素, 为了对比分析巷道开挖和支护方式对应力演化的影响, 计算 5 000 步后只开挖轨道顺槽。巷道掘进后采动应力与掘进应力的叠加应力见图 3, 得到如下规律:

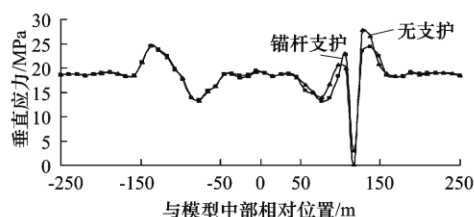


图 3 巷道掘进后采动应力与掘进应力叠加应力场的演化
Fig.3 Stress superposition of mining induced and excavating induced stress after roadway digging

1) 5 000 步时, 上覆煤岩体仍处于活化阶段, 应力仍在调整, 在未受巷道掘进影响的范围, 应力仍有不同程度的增大, 但增幅已明显减弱。

2) 采动应力与掘进应力叠加应力从根本上决定着巷道围岩应力的分布特征, 呈现非对称性, 掘进影响范围 80~160 m。

3) 锚杆支护优化了巷道围岩的应力场, 使巷道两帮的应力峰值趋于相等; 无支护时左帮较锚杆支护时小, 右帮则相反, 两帮峰值差很大, 约 8 MPa, 巷道顶板最小应力几乎为 0, 巷道失稳垮冒。

1.3 支护方式对巷道围岩裂隙场影响

巷道围岩在应力演化过程中, 经历下伏工作面回采卸压、采动应力调整和巷道开挖卸载作用过程, 对应于围岩变形 3 阶段: 碎胀变形阶段、压缩变形阶段和巷道开挖卸载变形阶段。

在碎胀变形和压缩变形阶段, 原生裂隙开始扩展并逐渐转化为宏观裂隙, 然后重新压缩闭合, 开挖卸载后, 无支护时裂隙的张开度不断扩展, 并衍生次生裂隙, 这些裂隙相互贯通, 产生大量的新的破裂面, 形成交错的裂隙网格, 进而演化为顶板渐次垮冒, 巷道围岩整体结构失稳, 围岩的变形和破坏极其严重, 如图 4a 所示。

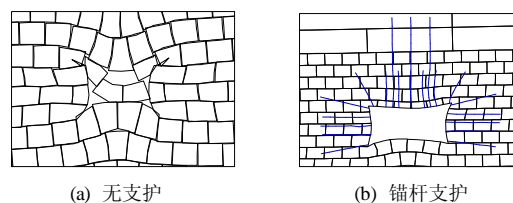


图 4 无支护条件下巷道围岩裂隙场分布

Fig.4 Fissure field of roadway with and without support

采用锚杆支护, 巷道开挖初期及时施加高围压, 围岩总是处于第三向应力较高的三向应力状态, 围岩裂隙闭合, 阻止了裂隙扩展, 锚杆穿过节理面, 提高了节理抗变形能力和抗剪强度, 从而使围岩保持较高的残余强度, 保证了围岩整体结构稳定, 抑制围岩松动扩容变形, 围岩的变形明显减小, 但由于巷道向采空侧倾斜产生弯矩, 巷道容易底鼓和片帮见图 4b。因此, 在保证巷道顶板安全同时, 要对巷道两帮进行有效加固, 才能从根本上维持巷道长期稳定。

2 物理模拟

采用中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室的真三轴巷道模拟实验系统开展研究。

由于 13₋₁ 煤多为复合顶板, 由炭质泥岩、泥岩和 13₋₂ 煤组成, 根据锚杆锚固范围和复合顶的厚度制定 3 种方案: 复合顶厚度小于锚杆锚固范围、复合顶厚度与锚杆锚固范围相当、复合顶厚度大于锚杆锚固范围, 开展不同厚度复合顶巷道稳定性的相似材料模拟试验, 研究动压作用下复合顶厚度不同时巷道的变形和破坏特征。

原岩应力状态下,复合顶的厚度对巷道稳定性影响较小,巷道采用锚杆支护后均处于稳定状态(见图5);但受高应力或动压影响时,复合顶的厚度对顶板稳定性具有显著影响,复合顶厚度小于锚

固范围时,顶板仍处于稳定状态,如图6a;复合顶厚度与锚杆锚固范围相当时,顶板锚固范围破坏严重,如图6b;复合顶厚度大于锚杆锚固范围时,顶板失稳垮冒,如图6c,与上述数值模拟结果一致。

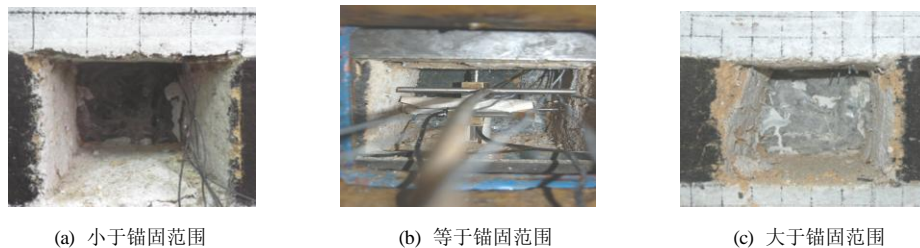


图5 原岩应力状态下不同厚度复合顶时巷道稳定状况

Fig.5 Roadway stability under original stress condition of varying roof thickness



图6 动压影响下不同厚度复合顶时巷道稳定状况

Fig.6 Roadway stability under dynamic pressure condition of varying roof thickness

通过不同厚度复合顶巷道的相似模拟可知,受动压影响下,复合顶板的厚度决定了巷道稳定状况,复合顶厚度越大,巷道破坏越严重,复合顶厚度大于锚杆锚固范围时巷道的安全状况最差,巷道整体失稳垮冒。

因此,增大锚固范围,可以促使更多的围岩的参与承载结构的形成,提高围岩整体结构的稳定性,保障巷道安全。

3 顶板巷道围岩稳定性控制原则和技术

3.1 顶板巷道稳定性控制原则

根据数值模拟和物理模拟分析,巷道稳定性受采动影响显著,特别是厚层复合顶板巷道,为保证巷道稳定,提出如下控制原则:

1) 保障顶板安全:巷道开挖后,巷道顶板的失稳表现为向上渐次垮冒的动态发展过程,并导致巷道整体破坏。强化顶部岩体尽量抑制其发生冒落,以促进预应力承载结构形成,使该结构能够通过大变形实现对外层结构的适应性让压,并在大变形中保持其整体稳定性^[15]。

2) 加固两帮:煤巷两帮是天然的软弱部位,受到下伏工作面采动影响,围岩发生挤压和张拉,

松散破碎,两帮的应力和破坏程度不同,造成两帮相对移近剧烈,加剧顶板下沉,因此,加固两帮可实现“帮顶同治”,提高巷道围岩整体稳定性。

3) 强化关键区域:底板是深井高应力巷道支护必须强化的关键区域,在巷道施工及变形调整过程中,底板是开放的自由面,底板的稳定有助于两帮的稳定,同时改善顶板受力状态,保持顶板的稳定,反之则影响整个结构的稳定,因此,必须对底板开展有效控制。

4) 增大锚固范围:巷道围岩的整体稳定性对锚固范围十分敏感,特别是受动压作用,必须增大锚固范围来提高采动巷道的稳定性。

3.2 顶板巷道稳定性控制技术

1) 新型“三高”锚杆:深部动压巷道矿压显现强烈,对初始支护强度有更高的要求,新型“三高”(高预拉力、高强度、高刚度)锚杆支护可以满足深部动压巷道围岩控制的要求^[16],形成有效的初始支护强度,实现高阻让压工作状态。

2) 立体式锚索梁承载结构: $\Phi 18 \sim 22$ mm大直径锚索+槽钢梁可以施加高预紧力,锚固范围大,承载能力强,能够强化围岩自身承载结构,对松散破坏围岩巷道的控制作用明显增强。

3) 底角锚杆: 回采巷道一般不直接加固底板, 底角锚杆可以促进帮部与底板之间形成挤压区域, 与帮顶形成互相约束的统一的承载结构, 从而减少巷道的底鼓。

4 工程实例

4.1 工程概况

淮南顾桥煤矿, 第一开采水平-780 m, 主采 13₋₁ 和 11₋₂ 煤, 均为近水平煤层。11₋₂ 煤瓦斯含量低, 无突出危险; 13₋₁ 煤瓦斯含量高且煤层透气性差、具有很强的突出危险性。针对上述情况, 顾桥煤矿先开采下部 11₋₂ 煤的 1117(1) 工作面, 后采被卸压 1117(3) 工作面, 以解决 13₋₁ 煤开采时的瓦斯突出

难题。1117(1) 工作面刚回采完, 其上覆岩层仍受采动影响且处于活化阶段, 1117(3) 工作面布置在 1117(1) 工作面正上方, 该工作面标高-723~-608 m, 走向长度 2 765 m, 倾斜长度 240 m。煤层赋存稳定, 钻孔揭露 13₋₁ 煤厚 2.85~4.65 m, 平均厚 3.88 m。煤层结构复杂, 一般含 2~3 层炭质泥岩、泥岩夹矸, 在受构造影响的地段煤层厚度变化较大。顶板岩层性质发生较大变化, 而且多地段为复合顶板, 由炭质泥岩、泥岩和 13₋₂ 煤层组成。

4.2 支护参数

巷道断面宽×高为 5.0 m×3.4 m, 其支护参数见图 7。

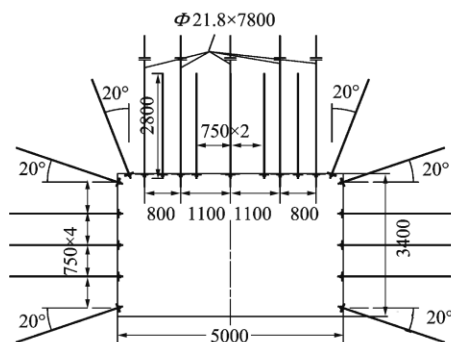
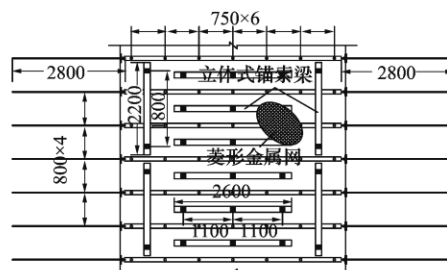


图 7 巷道支护参数 (mm)

Fig.7 Support parameters of roadway



1) “三高”锚杆基础支护: 锚杆均为左旋螺纹钢超高强预拉力锚杆, 顶帮分别采用 4.8 m 和 3.2 m 长 M5 型钢带, 与菱形金属网联合支护, 锚杆规格分别为 $\Phi 22$ -M24-2800 mm, $\Phi 20$ -M22-2800 mm; 锚杆间距 750 mm, 排距 800 mm。

2) 立体式锚索梁: 顶板每排锚杆中间位置布置一套高预应力锚索梁, 钢绞线规格 $\Phi 21.8 \times L7\ 800$ mm, 铺设 2.6 m 的 14[#]槽钢, 间距 1 100 mm, 排距 800 mm。同时沿巷道走向布置两排锚索梁, 铺设 2.2 m 的 14[#]槽钢。锚索眼孔深度为 7.5 m, 每孔采用 3 节 Z2380 中速树脂药卷锚固, 以保证锚固效果; 预紧力 80~100 kN, 锚固力不低于 200 kN。

3) 特殊地段: 遇到顶板构造异常、淋水突然变大、直接顶厚度变化异常、卡钻吸钻等特殊情况, 要及时缩小排距, 增加锚杆索的密度, 及时打上锚杆(索)。必要时注化学浆加固巷道顶、帮、底。

4.3 支护效果

在巷道掘进期间进行了巷道表面位移观测(两帮和顶板), 两帮移近和顶板下沉分别为 120 mm, 29 mm (见图 8), 巷道围岩变形较小, 采用“三高”

锚杆和立体式锚索梁承载结构组合支护技术, 保证了顶板的安全, 提高了巷道稳定性, 支护效果良好, 满足了工作面回采要求。

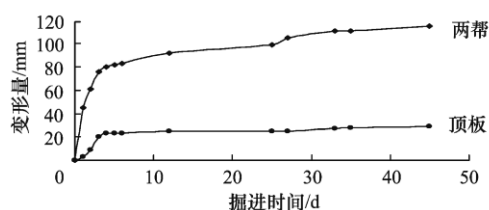


图 8 巷道围岩变形情况

Fig.8 Deformation of surrounding rock

5 结 论

1) 采动应力是动态发展的, 与掘进巷道引起的围岩应力形成叠加应力, 从根本上决定着巷道围岩应力的分布, 锚杆支护能够优化围岩的应力场和裂隙场, 保证围岩整体结构稳定, 抑制围岩松动扩容变形。

2) 动压影响下, 复合顶板厚度决定了巷道稳定状况, 复合顶厚度越大, 巷道破坏越严重, 增大锚固范围, 可以促使更多的围岩的参与承载结构的

形成,提高围岩整体结构的稳定性,保障巷道安全。

3) 提出了采动巷道的控制原则和围岩控制技术,开展了典型的现场工业性实践,支护效果良好,为上行卸压开采技术全面推广提供了技术支撑,对深部煤巷支护技术发展具有很大的推动作用。

参考文献:

- [1] 薛俊华, 余国锋. 远距离卸压开采关键层位置效应初探[J]. 安徽建筑工业学院学报, 2008, 16(3): 29-33.
XUE Jun-hua, YU Guo-feng. Primary exploration of key layer position effect in long-distance stress-relieved exploitation[J]. Journal of Anhui Institute of Architecture & Industry, 2008, 16(3): 29-33.
- [2] 袁亮. 松软低透煤层群瓦斯抽采理论与技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2004.
- [3] 程远平, 俞启香. 煤层群煤与瓦斯安全高效共采体系及应用[J]. 中国矿业大学学报, 2003, 32(5): 471-475.
CHENG Yuan-ping, YU Qi-xiang. Application of safe and high-efficient exploitation system of coal and gas in coal seams[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2003, 32(5): 471-475.
- [4] 杜计平, 汪理全. 煤矿特殊开采方法[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003.
- [5] 涂敏, 缪协兴, 黄乃斌. 远程下保护层开采被保护煤层变形规律研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(3): 253-257.
TU Min, MIAO Xie-xing, HUANG Nai-bin. Deformation rule of protected coal seam exploited by using the long-distance-lower protective seam method[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(3): 253-257.
- [6] 马立强, 汪理全, 乔京利, 等. 平四矿近距煤层上行开采研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(3): 357-360.
MA Li-qiang, WANG Li-quan, QIAO Jing-li, et al. Study of ascending mining of short-range-seams in Pingding-shan coal mine No.4[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(3): 357-360.
- [7] 石必明, 刘泽功. 保护层开采上覆煤层变形特性数值模拟[J]. 煤炭学报, 2008, 33(1): 17-22.
SHI Bi-ming, LIU Ze-gong. Numerical simulation of the upper coal and rock deformation characteristic caused by mining protecting stratum[J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(1): 17-22.
- [8] 袁亮. 卸压开采抽采瓦斯理论及煤与瓦斯共采技术体系[J]. 煤炭学报, 2009, 34(1): 1-8.
YUAN Liang. Theory of pressure-relieved gas extraction and technique system of integrated coal production and gas extraction[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(1): 1-8.
- [9] 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.
- [10] 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.
- [11] 柏建彪, 王卫军, 侯朝炯, 等. 综放沿空掘巷围岩控制机理及支护技术研究[J]. 煤炭学报, 2000, 25(5): 478-481.
BAI Jian-biao, WANG Wei-jun, HOU Chao-jiong, et al. Control mechanism and support technique about gateway driven along goaf in fully mechanized top coal caving face[J]. Journal of China Coal Society, 2000, 25(5): 478-481.
- [12] 谢文兵, 史振凡, 殷少举. 近距离跨采对巷道围岩稳定性影响分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(12): 1986-1991.
XIE Wen-bing, SHI Zheng-fan, YIN Shao-ju. Stability analysis of surrounding rock masses of roadway under overhead mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(12): 1986-1991.
- [13] 康红普, 林健, 吴拥政. 全断面高预应力强力锚索支护技术及其在动压巷道中的应用[J]. 煤炭学报, 2009, 34(9): 1153-1159.
KANG Hong-pu, LIN Jian, WU Yong-zheng. High pretensioned stress and in tensive cable bolting technology set in full section and application in entry affected by dynamic pressure[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(9): 1153-1159.
- [14] 李学华, 姚强岭, 张农, 等. 高水平应力跨采巷道围岩稳定性模拟研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(4): 420-425.
LI Xue-hua, YAO Qiang-ling, ZHANG Nong, et al. Numerical simulation of stability of surrounding rock in high horizontal stress roadway under overhead mining [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(4): 420-425.
- [15] 许兴亮, 张农, 李桂臣, 等. 巷道覆岩关键岩梁与预应力承载结构力学效应[J]. 中国矿业大学学报, 2008, 37(4): 560-564.
XU Xing-liang, ZHANG Nong, LI Gui-chen, et al. Mechanical properties of the key rock beam and pre-stressed load-bearing frame covering roadway [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2008, 37(4): 560-564.
- [16] 张农, 王成, 高明仕, 等. 淮南矿区深部煤巷支护难度分级及控制对策[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(12): 2421-2428.
ZHANG Nong, WANG Cheng, GAO Ming-shi, et al. Roadway support difficulty classification and controlling techniques for huainan deep coal mining [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(12): 2421-2428.