

深井大断面煤巷围岩控制技术

李志深¹, 孙广京¹, 刘金海²

(1. 山东新巨龙能源有限责任公司, 山东 菏泽 274918; 2. 北京科技大学 土木与环境工程学院, 北京 100083)

摘要: 分析深井大断面煤巷变形特征及难控制的原因, 通过模拟不同支护状态下巷道围岩变形情况, 探讨了锚杆、锚索作用机理, 提出及时抗、滞后让、控顶(底)固帮、高强度支护的控制原理。认为稳定的承载结构及早形成, 并与支护体一同承载, 从而加强巷道稳定性, 利用锚杆自身的延伸量和锚索尾部安装的多级让压结构, 确保支护体适应深井大断面煤巷围岩变形大的特点。工程实践表明, 巷道掘进期间两帮移近量为140 mm, 顶底板移近量为121 mm, 巷道稳定性较好。

关键词: 深井; 大断面; 煤巷; 围岩控制; 支护工艺

中图分类号: TD35 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-2336(2012)09-0024-04

Surrounding Rock Control Technology of Large Cross Section Seam Gateway in Deep Mine

LI Zhi-shen¹, SUN Guang-jing¹, LIU Jin-hai²

(1. Shandong Xinjulong Energy Company Ltd., Heze 274918, China;

2. School of Civil and Environment Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China)

Abstract: The paper analyzed the deformation features and the hard control cause of the large cross section seam gateway in deep mine, simulated the surrounding rock deformation conditions of the gateway under the different support conditions, discussed the mechanism of the bolt and anchor roles and provided the timely support, delay yield, roof (floor) control and sidewall reinforcement, and the high strength support. The paper held that the stable loading structure and early formation with the support system jointly loading could maintain the gateway stability. The expansion value of the bolt and the multi yield structure installed at the tail of the anchor could ensure the support system meet the high deformation features of the surrounding rock along the large cross section seam gateway in the deep mine. The project practices showed that during the gateway driving period, the convergence between the two sidewalls was 140 mm, the convergence between the roof and floor was 121 mm and the stability of the gateway was good.

Key words: deep mine; large cross section; seam gateway; surrounding rock control; support technique

长期以来, 我国学者对巷道围岩控制进行大量深入研究, 归纳总结我国煤矿巷道发展的主要特点^[1-7]: ①埋深越来越大, 目前我国煤矿开采深度以每年10~25 m的速度增加, 很多煤矿的回采巷道埋深进入800~1 000 m的阶段, 个别煤矿的回采巷道埋深超过1 300 m; ②岩巷向煤巷转变, 为减少煤炭资源损失, 我国很多煤矿在布置采区上山、工作面平巷时, 由原来的岩巷、半煤岩巷布置形式转变为煤巷; ③断面尺寸越来越大, 我国煤矿进入深部开采后, 面临的冲击地压危险日益增大,

巷道潜在变形量也相应增大, 为预留一定的巷道变形量及减少冲击地压的危害程度, 选取的巷道断面尺寸越来越大, 如某矿回采巷道的断面面积已超过25 m²。因此, 我国很多煤矿的回采巷道属于深井大断面煤巷。与浅埋煤巷相比, 深井大断面煤巷稳定性控制难度相对较大。原因在于^[1-9]: ①深井地应力复杂, 一是垂直应力增大, 二是构造应力的存在造成巷道围岩最大主应力多表现为水平应力; ②巷道围岩多为软弱的煤体, 具有软岩的力学性质和工程属性; ③巷道断面尺寸大, 造成围岩塑性区

收稿日期: 2012-05-14; 责任编辑: 张 扬

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973计划)资助项目(2010CB226803); 国家自然科学基金资助项目(51174016, 50774012)

作者简介: 李志深(1968—), 男, 山东莱芜人, 工程师, 副总工程师。联系人: 刘金海, Tel: 15210718030

网络出版时间: 2012-09-17 10:33:18; 网络出版地址: http://www.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20120917.1033.201209.24_007.html

引用格式: 李志深, 孙广京, 刘金海. 深井大断面煤巷围岩控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2012, 40(9): 24-27, 120.

及变形量增大。笔者在分析深井大断面煤巷变形特点的基础上，结合具体实例讨论该类巷道的稳定性控制机理及相应的支护对策。

1 深井大断面煤巷围岩变形特点

深井大断面煤巷的主要特点在于埋深大、断面尺寸大、围岩强度低；与浅埋小断面煤巷相比，深井大断面煤巷围岩变形具有其特殊性。

1) 埋深对巷道围岩变形的影响。考虑浅埋、深埋 2 个矩形巷道断面（面积相同），在无支护状态下，埋深浅处巷道围岩的塑性区分布范围远小于埋深深处。说明深埋巷道具有围岩变形大、变形区域大的特点。

2) 断面尺寸对巷道围岩变形的影响。考虑同一埋深下大小不同 2 个矩形巷道断面，在无支护状态下，小断面巷道围岩的塑性区分布范围远小于大断面。说明大断面巷道围岩变形大、变形区域大。

3) 巷道位置对巷道变形的影响。根据巷道与煤层的位置关系，可将煤巷分为 3 类。Ⅰ类：巷道沿煤层底板掘进，巷道两帮及顶板为煤体。Ⅱ类：巷道沿煤层顶板掘进，巷道两帮及底板为煤体。Ⅲ类：巷道在煤层中部掘进，巷道四周为煤体。无支护状态下 3 类煤巷围岩塑性区分布如图 1 所示，煤巷类型不同，巷道围岩破坏区域及变形程度也不相同。在无支护状态下，沿底板掘进巷道顶板的塑性区较大，沿顶板掘进巷道底板的塑性区较大，煤层中掘进巷道围岩的塑性区在三者中最大。可见，煤巷围岩的破坏区域主要发生在煤体侧，体现了煤巷的变形特点。

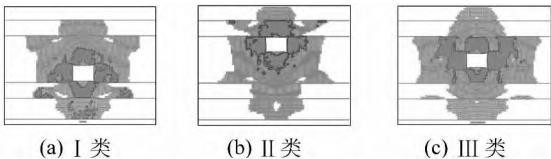


图 1 3 类煤巷围岩塑性区分布

2 深井煤巷锚杆和锚索作用机理

2.1 工程背景

新巨龙煤矿 2302 工作面运输巷为一实体煤巷道，断面尺寸 4 800 mm × 3 750 mm，沿煤层底板掘进，埋深 880 m。煤层平均厚 9.0 m，普氏系数 f 为 1.59，直接顶为裂隙发育的粉砂岩，单轴抗压强度为 32.13 MPa，基本顶为坚硬的细粒砂岩，直

接底为致密的粉砂岩，单轴抗压强度为 95.58 MPa，基本底为细粒砂岩。根据地应力实测结果，原岩应力场的第一主应力为水平应力，为垂直应力的 1.67 ~ 1.92 倍。

2.2 数值计算模型

依托新巨龙煤矿 2302 工作面运输巷地质条件，采用 FLAC^{2D} 对深井大断面煤巷锚杆、锚索作用机理进行研究。模型尺寸 60 m × 63 m，共划分 22 040 个单元。模型两侧及底部为位移边界，上部施加 21.5 MPa 的均布载荷，侧压系数取 1.6。岩层界面采用 interface 命令创建。为体现岩体残余强度的存在，计算过程中煤层、直接顶及直接底岩层采用 Strain – softening 模型，其余岩层采用 Mohr – Coulomb 模型。模拟岩层厚度及力学参数见表 1。主要模拟无支护、锚杆支护、锚索支护、锚杆与锚索联合支护时巷道围岩变形。

表 1 岩层的物理力学参数

岩层	厚度/ m	弹性模 量/GPa	泊松比	容重/ (kN · m ⁻³)	黏聚 力/MPa	内摩擦 角/(°)
上部岩层	20	14.0	0.20	26.5	6.0	23
基本顶	4	10.5	0.20	27.5	4.2	32
直接顶	3	7.0	0.21	25.0	2.7	30
煤层	9	3.9	0.24	14.0	1.0	28
直接底	3	10.0	0.20	20.0	4.0	32
基本底	4	14.0	0.20	27.5	4.7	32
底部岩层	20	12.0	0.21	26.5	3.3	28

2.3 结果分析

1) 无支护时巷道围岩变形分析。图 2、图 3 分别为无支护时巷道围岩位移分布和变形。可以看出，在无支护状态下，顶板最大下沉量为 500 mm，两帮最大移近量为 800 mm；顶煤与直接顶出现离层，且离层位置分别位于巷道中线两侧（即肩角处）；巷道中线区域的顶煤发生垂直位移，中线两侧较近区域的顶煤参与顶板垂直位移，造成顶板下沉，较远区域的顶煤参与两帮水平位移，导致两帮移近；围岩塑性区分布范围大，向上扩展到直接

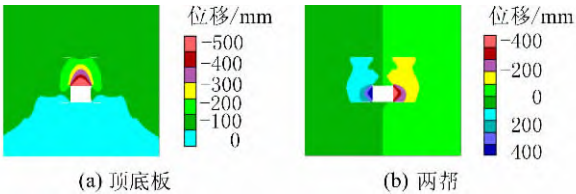


图 2 无支护状态下巷道围岩位移分布

顶, 向下扩展到基本底。可见, 控制顶煤是控制深井大断面沿底板掘进巷道围岩变形的关键。

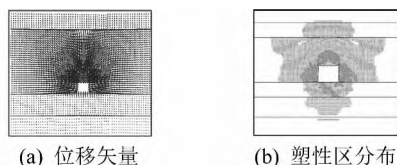


图 3 无支护状态下巷道围岩变形

2) 锚杆支护时巷道围岩变形分析。图 4、图 5 分别为使用锚杆支护时巷道围岩位移分布和变形。

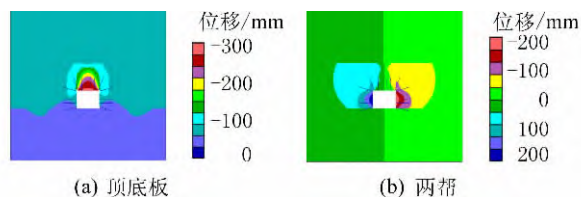


图 4 锚杆支护时巷道围岩位移分布

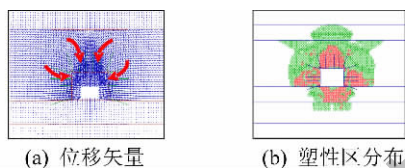


图 5 锚杆支护时巷道围岩变形

由图 4、图 5 可知, 使用锚杆支护时, 顶板最大下沉量为 300 mm, 两帮最大移近量为 400 mm; 顶煤与直接顶离层; 巷道两侧顶煤仍参与顶板下沉和两帮移近; 围岩塑性区分布范围相对缩小。可见, 通过锚杆加固围岩能够减少围岩变形, 缩小围岩塑性区范围, 但不能阻止顶煤与直接顶发生离层, 以及消除冒顶的危险。围岩强化是减小深井大断面沿底板掘进巷道围岩变形的重要措施。

3) 锚索支护时巷道围岩变形分析。使用锚索支护时巷道围岩变形如图 6 所示。使用锚索支护时, 顶板最大下沉量为 300 mm, 两帮最大移近量为 600 mm; 顶煤与直接顶离层; 巷道两侧顶煤参与顶板下沉的现象得到控制; 围岩塑性区分布范围相对缩小。可见, 顶板锚索能够减少围岩变形, 缩小围岩塑性区范围, 阻止顶板离层。但锚索两侧位移较大, 说明围岩未得到强化。锚索能够起到挤压、悬吊作用, 是控制深井大断面沿底板掘进巷道围岩变形的必要措施。

4) 锚杆、锚索联合支护时巷道围岩变形分析。使用锚杆、锚索联合支护时巷道围岩变形如图

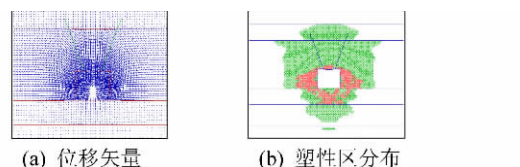


图 6 锚索支护状态下巷道围岩变形

7 所示。使用锚杆、锚索联合支护时, 顶板最大下沉量为 200 mm, 两帮最大移近量为 200 mm; 围岩塑性区小; 顶板未离层; 巷道顶煤两侧参与顶板下沉的现象得到有效控制。可见, 使用锚杆、锚索联合支护能够起到控顶强帮的作用, 达到有效控制围岩变形的目的。

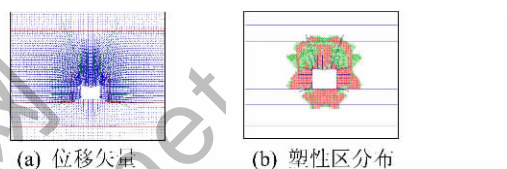


图 7 锚杆、锚索联合支护状态下巷道围岩变形

由上述分析可知, 深井大断面煤巷变形机理: 一方面, 巷道顶煤与直接顶岩层之间产生离层, 并参与顶板的垂直位移和两帮的水平位移, 造成顶板下沉和两帮移近; 另一方面, 巷道围岩屈服后产生体积膨胀, 增大了围岩变形量。锚杆能够强化围岩, 促使围岩成为稳定的承载圈, 锚索能够悬吊、挤压顶煤, 抑制顶煤与直接顶产生离层; 采用锚杆、锚索联合支护, 一方面增强了以锚杆为主体的承载圈的稳定性, 另一方面增强了顶板岩层的组合效应和抗变形能力, 可有效控制围岩变形。

3 深井大断面煤巷稳定性控制

3.1 控制原理

无支护时巷道顶板下沉与时间的关系曲线如图 8 所示, 巷道成形后围岩变形量与时间成正相关。巷道围岩移近量与支护滞后时间的关系如图 9 所示, 巷道支护时间越晚, 巷道围岩变形量越大, 支护体承受的载荷越大, 越不利于形成承载结构。鉴

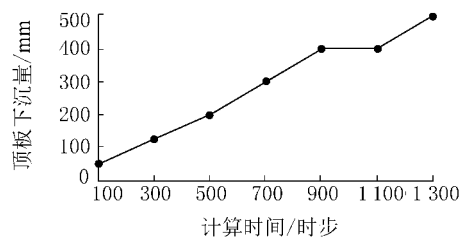


图 8 无支护时巷道顶板下沉量与时间的关系

于深井大断面煤巷具有变形快、变形大、变形区域大的特点, 提出如下控制原理。

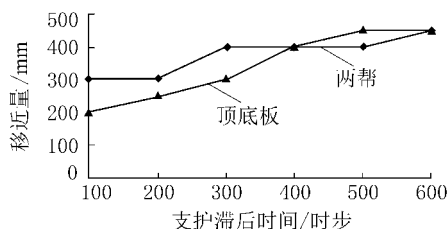


图9 巷道围岩移近量与支护滞后时间的关系

1) 及时抗, 滞后让, 先抗后让。煤巷成形后, 及时对围岩进行高强度支护, 发挥锚杆强化围岩稳定性作用, 使围岩尽早形成稳定的承载圈, 阻止围岩变形向深部发展; 充分发挥锚索的挤压作用及组合效应, 阻止顶煤滑移、离层, 有效保护承载圈; 充分利用锚杆延伸率大的特点, 从而适应煤巷围岩变形大特点; 充分发挥带网均压作用, 使围岩整体承载。对于深井大断面煤巷, 宜及时支护, 尽早形成围岩承载结构, 让该结构与支护体一同承载, 从而达到加强巷道围岩稳定、控制围岩变形的目的。

2) 控顶(底)固帮。深井大断面煤巷成形后, 通常顶(底)煤中的水平应力较大, 易造成顶(底)煤挠曲, 从而导致沉顶(底鼓); 沉顶(底鼓)后, 造成两帮承受的垂直应力进一步增大, 从而导致鼓帮。因此, 对于深井大断面煤巷, 须强控顶(底), 固两帮。

3.2 支护工艺

1) 锚杆: 先刚后柔。锚杆的承载能力较小, 延伸率($>18\%$)较大。在巷道变形初期, 利用锚杆延伸率大的特点, 采用大扭矩预应力安装锚杆, 对围岩实施高预应力支护; 后期围岩变形增大可能造成锚杆承受的张拉应力增加, 锚杆能够利用自身的延伸量实现让压, 从而避免后期锚杆被拉断。

2) 锚索: 先柔后刚。与锚杆相比, 锚索的承载能力很大, 延伸率($<3\%$ ^[10])很小。在巷道变形初期, 采用锚索强力抵抗围岩变形时, 锚索承受的张拉应力急剧增大, 很容易发生破断。为充分发挥锚索的承载能力, 又不发生破断, 须对锚索实施先柔后刚的支护工艺。依靠锚索自身的延伸量, 难以实现先柔后刚的性能。可考虑锚索端部安装具有让压特点的装置, 从而适应深井大断面煤巷围岩变形特点, 达到有效控制围岩稳定的目的。

4 工程验证

采用及时抗、滞后让、控顶(底)固帮的控制理念对新巨龙煤矿2302工作面运输巷进行支护设计。顶板使用 $\phi 22\text{ mm} \times 2\,500\text{ mm}$ 的左旋螺纹钢高强锚杆, 间排距为 $850\text{ mm} \times 1\,000\text{ mm}$, 铺设W钢带和金属网; 两帮使用 $\phi 22\text{ mm} \times 2\,500\text{ mm}$ 全螺纹等强锚杆, 间排距为 $750\text{ mm} \times 1\,000\text{ mm}$, 铺设W钢带和双抗网; 顶板锚索使用 $\phi 18.9\text{ mm} \times (6\,300 \sim 10\,300)\text{ mm}$ 预应力钢绞线, 间排距 $2\,250\text{ mm} \times 2\,000\text{ mm}$; 顶板锚杆使用1支MSCK2835型、1支MSM2350型树脂锚固剂加长锚固, 两帮锚杆使用2支MSZ2850型树脂锚固剂加长锚固, 顶板锚索采用3支MSZ2350型树脂锚固剂进行锚固; 顶板锚杆、两帮锚杆、锚索施加预紧力分别为100、70、130 kN。支护效果如图10所示。

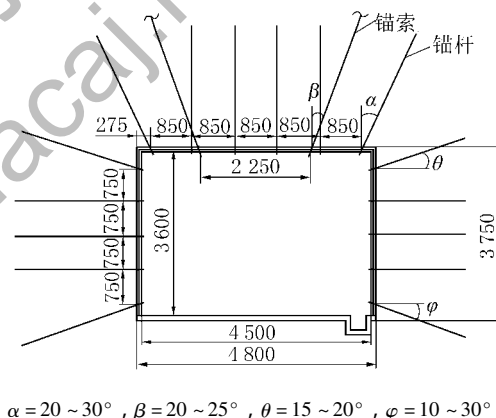


图10 支护效果

图11所示为掘进期间巷道围岩变形曲线。从图中可以看出, 掘进期间两帮移近量为140 mm, 顶底板移近量为121 mm。可见, 采用笔者提出的控制原理能够有效控制深井大断面煤巷围岩变形。

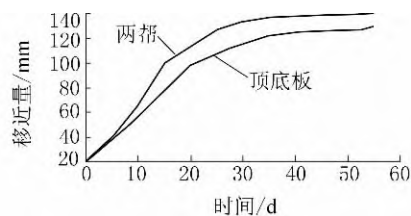


图11 巷道围岩变形曲线

5 结论

深井大断面煤层巷道的主要特点在于埋深大、
(下转第120页)

0.66 mm。这是由于多孔板的分级作用很大程度上抑制了低密度粗颗粒错配到尾煤中,而高密度粗颗粒不易错配到精煤中,这有利于提高干扰床的分选性能。

3 结 论

1) 细粒煤在干扰床中基于沉降速度差异分离,而非依据床层的流化密度基于颗粒密度差异分离,较宽的粒度分布不利于颗粒按密度分离。

2) 对于灰分 21.57% 的 1.50 ~ 0.25 mm 细粒煤,普通干扰床分选后的精煤灰分和精煤产率分别为 9.00%、72.56%, E_p 值为 0.123 g/cm³。在相同试验条件下,加入截顶倒圆锥形多孔板后干扰床的精煤灰分和精煤产率分别为 8.83%、80.12%, E_p 值为 0.085 g/cm³。

3) 多孔板在一定程度上可以抑制颗粒的错配,强化煤粒的密度分离趋势,从而取得更好的分选效果。今后应进一步研究加入多孔板后煤粒在干扰床中的分离特征,以及多孔板对床层流型及其演变规律的影响。

参考文献:

- [1] Honaker R Q, Mondal K. Dynamic Modeling of Fine Coal Separations in a Hindered-bed Classifier [J]. Coal Preparation, 2000, 21 (2): 211-232.
- [2] Drummond R, Nicol S, Swanson A. Teetered Bed Separators:

the Australian Experience [J]. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 2002, 102 (7): 385-392.

- [3] Maharaj L, Pocock J, Loveday B K. The Effect of Distributor Configuration on the Hydrodynamics of the Teetered Bed Separator [J]. Minerals Engineering, 2007, 20 (11): 1089-1098.
- [4] Das A, Sarkar B, Mehrotra S P. Prediction of Separation Performance of Floatex Density Separator for Processing of Fine Coal Particles [J]. International Journal of Mineral Processing, 2009, 91 (1/2): 41-49.
- [5] 刘魁景. 粗煤泥液固流态化分选技术的现状及分析 [J]. 中国煤炭, 2008, 34 (9): 83-84.
- [6] 杨胜林, 朱爱敏. 入料粒度及床层密度对干扰床分选效果的影响 [J]. 煤炭科学技术, 2012, 40 (1): 126-128.
- [7] 徐 凤, 张晓洲, 李云红, 等. 干扰床分选机 (TBS) 的评述 [J]. 煤炭加工与综合利用, 2008 (3): 1-5.
- [8] Galvin K P, Pratten S J, Nicol S K. Dense Medium Separation Using a Teetered Bed Separator [J]. Minerals Engineering, 1999, 12 (9): 1059-1081.
- [9] Galvin K P, Pratten S J, Lambert N, et al. Influence of a Jigging Action on the Gravity Separation Achieved in a Teetered Bed Separator [J]. Minerals Engineering, 2002, 15 (12): 1199-1202.
- [10] Galvin K P, Callen A M, Spear S. Gravity Separation of Coarse Particles Using the Reflux Classifier [J]. Minerals Engineering, 2010, 23 (4): 339-349.
- [11] 焦红光, 惠 兵, 冯金涛, 等. 新型粗煤泥干扰床分选技术的研究 [J]. 煤炭工程, 2009 (2): 85-87.
- [12] 唐利刚, 朱庆山, 段晨龙, 等. 干扰床中细粒煤散式流化特性数值模拟研究 [J]. 中国矿业大学学报, 2012, 41 (1): 86-90.

(上接第 27 页)

断面尺寸大、围岩强度小,其矿压显现不同于一般巷道。该类巷道围岩变形量大、变形区域大、变形速度大。深井大断面煤巷稳定性控制机理在于及时、高强度支护,强控顶(底)、强固帮,促使围岩及早形成稳定的承载圈,与支护体一同承载,维持巷道围岩稳定。深井大断面煤巷锚杆、锚索联合支护工艺在于“锚杆先刚后柔、锚索先柔后刚”,利用锚杆自身的延伸量和锚索端部安装的让压结构适应围岩变形大的特点。

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): 2803-2814.
- [2] 康红普, 王金华. 煤巷锚杆支护理论与成套技术 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007.
- [3] 李树清, 王卫军, 潘长良. 深部巷道围岩承载结构的数值分

析 [J]. 岩土工程学报, 2006, 28 (3): 377-381.

- [4] 王卫军, 李树清, 欧阳广斌. 深井煤层巷道围岩控制技术及试验研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25 (10): 2102-2107.
- [5] 秦永洋, 许少东, 杨张杰. 深井沿空掘巷煤柱合理宽度确定及支护参数优化 [J]. 煤炭科学技术, 2010, 38 (2): 15-18.
- [6] 刘泉声, 卢兴利. 煤矿深部巷道破裂围岩非线性大变形及支护对策研究 [J]. 岩土力学, 2010, 31 (10): 3273-3279.
- [7] 陈建功, 周陶陶, 张永兴. 深部洞室围岩分区破裂化的冲击破坏机制研究 [J]. 岩土力学, 2011, 32 (9): 2629-2635.
- [8] 侯朝炯, 郭励生, 勾攀峰. 煤巷锚杆支护 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1999.
- [9] 肖同强, 柏建彪, 王襄禹, 等. 深部大断面厚顶煤巷道围岩稳定原理及控制 [J]. 岩土力学, 2011, 32 (6): 1874-1880.
- [10] 赵庆彪, 侯朝炯, 马念杰. 煤巷锚杆-锚索支护互补原理及其设计方法 [J]. 中国矿业大学学报, 2005, 34 (4): 37-43.