

# 超深矿井软岩巷道锚网索耦合支护技术

王炯<sup>1,2</sup> 王浩<sup>1,2</sup> 郭志彪<sup>1,2</sup> 张逸龙<sup>3</sup> 崔家森<sup>1,2</sup>

(1. 中国矿业大学(北京) 深部岩土力学与地下工程国家重点实验室 北京 100083; 2. 中国矿业大学(北京) 力学与建筑工程学院 北京 100083; 3. 黑龙江科技大学 矿业工程学院 黑龙江 哈尔滨 150022)

**摘要:** 针对星村煤矿埋深超过1 200 m的巷道围岩出现的大变形破坏问题,综合运用现场调研、室内测试和数值分析等方法对其破坏机理及稳定性控制技术进行了研究。分析得出巷道埋深大、地应力水平高以及铝质泥岩遇水膨胀等是巷道产生大变形破坏的原因,特别是底鼓严重的主要原因;同时指出,对称布置下开放式底板的原支护形式是造成高水平构造应力作用下巷道出现非对称大变形破坏的另一关键因素。根据现场工程地质条件分析,结合耦合支护理念,提出了复合托盘+锚网喷+关键部位锚索+底角锚管的非对称耦合支护技术,数值模拟结果显示新支护能够和巷道围岩实现耦合作用,大幅提高了巷道承载能力,并进行了现场工程应用,监测结果表明新技术对深井巷道围岩大变形控制效果良好。

**关键词:** 超深矿井; 软岩巷道; 破坏机理; 耦合支护

**中图分类号:** TD353 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-2336(2015)09-0012-06

## Bolt/steel mesh/anchor coupling support technology of soft rock roadway in ultra deep mine

Wang Jiong<sup>1,2</sup>, Wang Hao<sup>1,2</sup>, Guo Zhibiao<sup>1,2</sup>, Zhang Yilong<sup>3</sup>, Cui Jiasen<sup>1,2</sup>

(1. National Key Lab for Deep Geomechanics and Underground Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China;  
2. School of Mechanics and Civil Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China;  
3. School of Mining Engineering, Heilongjiang University of Science and Technology, Harbin 150022, China)

**Abstract:** According to large deformation failure problems occurred in surrounding rock of mine roadway with a depth over 1 200 m in Xingcun Mine, site survey, indoor test, numerical analysis and other method were comprehensively applied to study on failure mechanism and stability control technology. The analysis showed that the deep depth of mine roadway, high geostress level, aluminous mudstone swelling with water and others would be major causes to have large deformation failure occurred in the mine roadway and to have the floor heave. Meanwhile, the previous support method of open floor under the symmetrical layout would be another key factor to cause unsymmetrical large deformation failures occurred in the mine roadway under the high level structure stress. According to the analysis on the site engineering geological conditions, in combination with the coupling support conception, an unsymmetrical coupling support technology with the composite pallet + bolt/steel mesh/shotcrete + anchor in key location + anchor pipe in floor corner was provided. The numerical simulation results showed that new support technology could realize the coupling role with the surrounding rock of the mine roadway and could highly improve the loading capacity of the mine roadway. The site engineering application of the new support technology was conducted and the monitoring and measured results showed that the new support technology could have an excellent control effect of large deformation occurred in deep mine roadway.

**Key words:** ultra deep mine; soft rock roadway; failure mechanism; coupling support

收稿日期: 2015-07-18; 责任编辑: 曾康生 DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2015.09.003

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51404278, 51479195)

作者简介: 王炯(1984—),男,安徽蒙城人,博士。Tel: 13810192953, E-mail: wangjiong0216@163.com

引用格式: 王炯,王浩,郭志彪,等.超深矿井软岩巷道锚网索耦合支护技术[J].煤炭科学技术,2015,43(9):12-17.

Wang Jiong, Wang Hao, Guo Zhibiao et al. Bolt/steel mesh/anchor coupling support technology of soft rock roadway in ultra deep mine[J]. Coal Science and Technology, 2015, 43(9): 12-17.

## 0 引 言

随着全国范围内易开采的浅部煤炭资源日趋枯竭,深井开采已成为必然趋势。按照我国关于煤矿开采深度的有关规定,开采深度超过 800 m 属于深井,超过 1 200 m 属于特深矿井。目前,我国煤矿的平均开采深度超过 500 m,开采深度以 8~12 m/a 的速度增加,而我国东部矿区,特别是山东省内及徐州矿区等,以 10~25 m/a 的速度延深<sup>[1-4]</sup>。随着开采深度的不断增加,矿井的开采环境日益复杂,深井开采引起的高温热害、岩爆、冲击地压等灾害日趋严重,其中深井软岩大变形破坏问题是深部矿井生产过程中的一大难题。许多专家学者对深井软岩巷道变形机理及控制技术进行了大量的研究,何满潮等<sup>[5-8]</sup>结合工程地质学和现代非线性大变形力学,提出了软岩巷道耦合支护的理论及技术及恒阻大变形锚杆(索)支护技术;康红普等<sup>[9]</sup>提出了强力锚杆、高预应力的软岩巷道支护理论与技术;张农等<sup>[10]</sup>提出以过程控制与分步加固技术、高强预应力锚杆支护技术等为基础的围岩强化理论和施工控制技术。上述理论和技术在不同条件下进行了大量的实践及工程应用,都取得了较好的效果。笔者结合耦合支护理念,以埋深超过 1 200 m 的星村煤矿西翼回风大巷特深支护工程为背景,提出了复合托盘+锚网喷+关键部位锚索+底角锚管的非对称耦合支护技术,并进行了现场工程试验,新技术能够有效控制巷道围岩出现的过大变形,促使巷道围岩趋于稳定。

## 1 工程地质条件

### 1.1 矿井概况

星村煤矿位于山东省兖州市以东、曲阜市西南,属曲阜市管辖,采用立井分水平开采,目前主要开采水平为-1 186 m 水平,采深超过 1 200 m,主采 3 号煤层,煤厚 4.59~9.25 m,平均 7.15 m,平均倾角 10°。星村煤矿地处滋阳断层和峰山断层的下盘,地层总体呈向东北倾伏的单斜构造,局部发育短轴褶曲,地层倾角约 10°,沿 F14 断层发育轴向西北东南方向的背向斜。区域内大断层结构复杂,附生断层甚多,其中走向南北倾向东的断层倾角较大,走向北西倾向西南的断层倾角较缓,部分倾向相反的 2 条较大落差的断层相遇后两断层落差急剧变小或消失。

### 1.2 顶底板岩性

西翼回风巷位于-1 186 m 水平,主要为西翼采

区的通风和行人的服务,掘进过程中巷道依次穿过侏罗纪细砂岩、石盒子粉砂岩、铝土质泥岩;山西组中、细粒砂岩、粉砂岩等岩层,这些岩层有近 10° 的双向倾角。西翼回风巷工程地质剖面如图 1 所示。

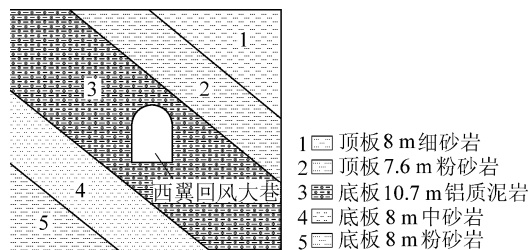


图 1 工程地质剖面

Fig. 1 Engineering geology profile

### 1.3 原支护形式

西翼回风大巷断面形状为直墙半圆拱型,设计宽度 4 200 mm,高度 3 700 mm,直墙段高 1 600 mm。支护形式为锚网索支护,局部地段采用锚网索+U 钢架联合支护,支护设计断面如图 2 所示。

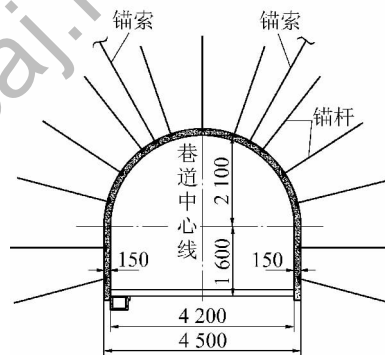


图 2 巷道断面原支护形式

Fig. 2 Primary support form of roadway section

1) 锚杆。采用直径 20 mm、长度 2 000 mm 的等强螺纹钢锚杆,间排距为 700 mm×700 mm,平行布置;使用 1 卷 CK2350 和 1 卷 MSK2350 的树脂锚固剂进行锚固,预紧力不小于 40 kN。

2) 锚索。采用  $\phi 15.4$  mm、长度 6 000 mm 的钢绞线锚索,间排距为 2 100 mm×2 100 mm,平行布置;使用 1 卷 CK2350 和 2 卷 MSK2350 树脂锚固剂进行锚固;预紧力不小于 80 kN。

3) 金属网。采用菱形编织的铁丝网。

## 2 变形破坏特征及机理分析

### 2.1 破坏特征

1) 整体变形大。星村矿西翼回风大巷是穿层巷道,穿过各层时都有变形,尤其是穿过铝质泥岩时,其中底鼓变形量最大达到 800 mm,严重影响了

巷道的通行。

2) 锚杆索破断。如果巷道顶板为铝质泥岩,顶板发生较大的下沉,最大下沉量为 500 mm;围岩表面的混凝土喷层出现开裂剥落、钢筋网外露、锚杆破断失效的现象,局部锚杆破断率达到 10%左右。

3) 非对称大变形破坏。巷道顶板下沉及底鼓破坏与岩层倾角成钝角的部位变形较大,顶板左肩下沉量 300 mm,右肩下沉量 500 mm,右肩部下沉量大于左肩下沉量;底鼓量也相差较大,左侧为 800 mm,右侧达到 500 mm,相差 300 mm,左侧底鼓量明显大于右侧底鼓量,巷道断面表明总体呈现出明显的非对称变形,如图 3 所示。



图 3 巷道非对称底鼓变形

Fig. 3 Asymmetric floor heave deformation of roadway

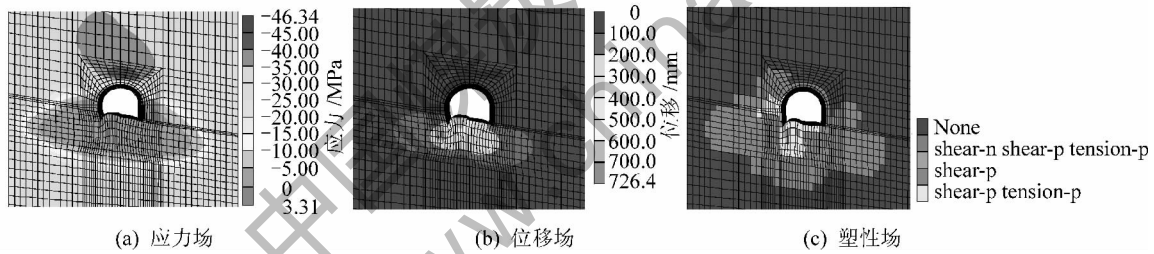


图 4 原支护数值分析

Fig. 4 Primary support numerical analysis

2) 构造应力作用。根据现场地应力测量结果可知,矿区最大主应力方向基本为北西—南东向,与实测构造应力场方向基本一致,即矿区主控地应力为构造应力,其中最大主应力约 50 MPa,最小主应力约 25 MPa,两者近似水平分布,与巷道轴向的夹角平均为 50°,由于最大水平应力与相交的巷道成锐角(图 5),造成顶底板变形破坏偏向巷道某一帮,其中巷道顶板左肩下沉量 300 mm,右肩下沉量 500 mm。

3) 矿物膨胀作用。对星村矿西翼铝质泥岩岩样的微观结构和矿物成分 X-射线衍射测得的结果表明:铝质泥岩属于典型的强膨胀型软岩,含有 73%的黏土矿物,黏土矿物的高岭石相对含量占 95%,I/S 混成物比占 85%。巷道穿过该层时,由于其具有很强的遇水膨胀性,出现较强的膨胀应力,并

## 2.2 原支护下巷道破坏数值分析

根据现场的工程地质条件,应用有限差分程序 FLAC<sup>3D</sup>对原支护情况下的应力场、位移场以及塑性区分布进行分析<sup>[11]</sup>,结果如图 4 所示。

通过对原支护的数值模拟发现,巷道围岩过度变形导致强度大量损失,其应力应变场主要集中在软弱岩层中,应力集中程度大,承担的荷载相对较小,支护体因此也受到很大的荷载作用,不能和围岩形成承载整体,高应力区得不到有效的转移,使得围岩在薄弱部位首先破坏,随着有害变形的恶性发展,进而引发整个支护系统的逐渐破坏。

## 2.3 破坏机理分析

通过室内物理力学试验及现场测试,结合巷道所处的工程地质环境分析如下。

1) 高地应力。巷道埋深超过 1 200 m,上覆岩层的自重应力达到 31.6 MPa。结合室内物理力学试验结果可知,该层铝质泥岩的抗压强度平均为 19.8 MPa,远小于该处的自重应力,造成巷道出现较大变形。

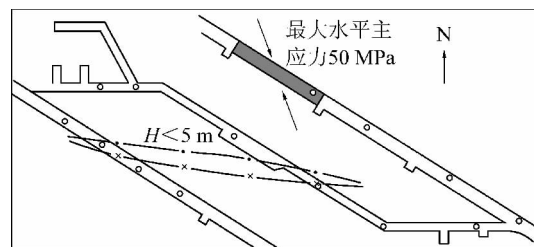


图 5 地应力与巷道走向示意

Fig. 5 Schematic stress and direction of roadway

且由于巷道两侧的所受的水理作用不同,使得巷道的非对称变形破坏更加严重。

4) 支护形式不合理。由于巷道处在层状倾斜的煤系地层中,在非对称的层状岩体及水平构造应力作用下,均布平行布置的原支护形式不能与围岩实现耦合,由于刚性托盘和强度较低的铁丝网不能

适应围岩的大变形,并且在安装顶部锚杆、帮部锚杆及锚索时,施加的预紧力比较低,不能充分利用巷道围岩的自身承载能力,发生托盘、铁丝网和锚杆索断裂破坏现象,加剧了巷道围岩的非对称破坏现象。

### 3 锚网索耦合支护技术

#### 3.1 锚网索耦合支护原理

在许多巷道支护工程中,支护失效大部分是由于支护体和围岩没有形成协调的承载整体,没有实现集中应力的均匀转移,使得应力集中区的围岩和支护体首先达到强度极限而破坏,进而导致整个支护系统的失败<sup>[12-13]</sup>。因此,为了合理而充分发挥围岩和支护的承载能力,就必须使两者在强度、刚度、结构三方面实现耦合效应,使围岩充分释放变形能量,并且承载能力又不会变小,从而使围岩和支护体形成一个有机整体,共同协调承担荷载,使围岩应力区域均匀化<sup>[14-17]</sup>。锚网索耦合支护最终实现三方面的耦合效应,通过锚杆与围岩耦合、锚网与围岩耦合以及关键部位锚索来实现,提高了支护的整体性,对充分调动围岩强度有着积极的作用。

采取上述设计理念,针对星村煤矿原支护存在的问题,通过提高锚杆、锚索施工时的预紧力,特别是利用锚杆的抗拉作用,使锚固段锚固到稳定岩层,有效控制顶板变形;加长锚索能更好地调动巷道深部围岩的强度,使得深部岩体承担浅部围岩的支护荷载,减小了巷道的变形量;复合托盘的应用,能更好地适应围岩应力的释放;加打底角锚杆,充分发挥锚杆对帮角和底角的加固作用以及对应力传递途径的阻断作用,以减小地应力对底板的挤压效应,控制底板变形;采用焊接的钢筋网,改变了围岩的应力环境,使围岩的支护状态由开放式转变成封闭式,使集中应力逐渐向低应力区转移,支护体的受力趋于均匀化,围岩的应力场和应变场也趋向均匀分布。

#### 3.2 锚网索耦合支护新设计

根据耦合支护理念,结合现场工程地质条件,提出采用复合托盘+锚网喷+关键部位锚索+底角锚杆的非对称耦合支护控制技术,支护断面如图 6 所示。

1) 顶板和帮部锚杆。采用直径 20 mm 左旋无纵筋等强螺纹钢锚杆,锚杆长度 2 400 mm,间排距 700 mm×700 mm,三花眼布置;采用 1 卷 CK2535、2 卷 MSK2550 的树脂锚固剂进行锚固;预紧力不小于 80 kN。

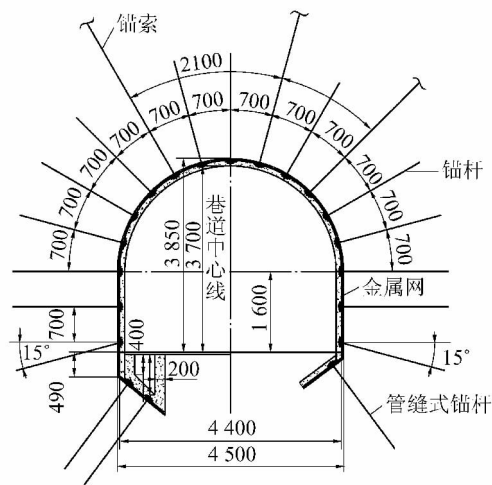


图 6 新支护断面布置

Fig. 6 Layout of new support section

2) 底角管缝式锚杆。采用直径 43 mm、长度为 2 000 mm 的管缝式锚杆,内插直径 20 mm、长度 1 800 mm 螺纹钢,间排距为 500 mm×700 mm,左侧 2 根,右侧 1 根,并加压注浆,水泥浆强度不小于 20 MPa。

3) 锚索。采用直径 15.4 mm、长度 6 500 mm 的钢绞线锚索,间排距为 1 400 mm×2 100 mm,平行布置;使用 1 卷 CK2535 和 3 卷 MSK2550 树脂锚固剂进行锚固;紧跟掘进工作面安装时,预紧力为 100 kN,滞后掘进工作面安装时,预紧力为 120 kN。

4) 托盘:锚杆托盘采用木托盘和铁托盘组成的复合托盘,其中木托盘尺寸为 200 mm×150 mm×50 mm,铁托盘尺寸为 120 mm×120 mm×10 mm;锚索托盘尺寸为 20 号槽钢加钢板;底角锚杆采用异型托盘,以保证托盘的一面紧贴岩面,另一面与锚杆垂直。

5) 金属网:采用直径 6.5 mm 钢筋焊接而成,网格尺寸 100 mm×100 mm,规格为 2 200 mm×800 mm,网格之间采用钩扣联结。

### 4 支护效果分析

#### 4.1 数值模拟效果分析

根据现场工程地质条件,采用 FLAC<sup>3D</sup> 有限元差分计算软件,计算范围长×宽×高为 20 m×30 m×30 m,划分 17 200 个单元,18 404 个节点,两侧限制水平移动,底部固定,施加荷载 31.6 MPa 的力来模拟上覆岩体自重边界,对非对称耦合的新支护情况下

的应力场、位移场以及塑性区分布进行分析 结果如

图 7 所示。

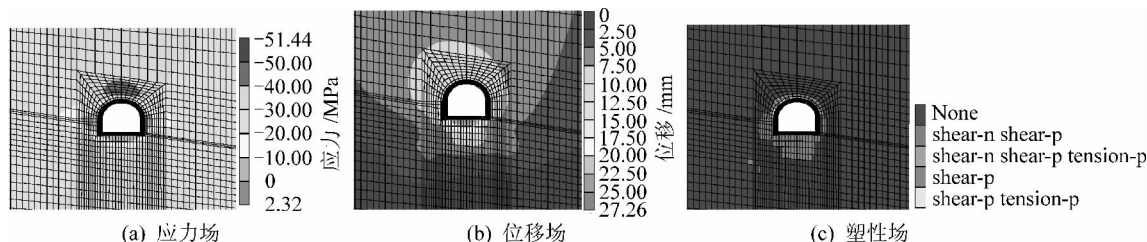


图 7 新支护数值分析

Fig. 7 New support numerical analysis

由图 7a 和图 7b 可知,顶板和底鼓得到了明显的控制,顶板下沉量为 12.5 mm,远小于原支护的顶板下沉量,底鼓最大鼓起量为 25 mm,小于原支护的底鼓量,帮部收缩 30 mm;在应力场范围内,虽说应力集中区域仍然在底鼓中很明显,但是相比于原支护应力场来说,产生的集中应力不断降低,图 7c 中,在塑性区范围内,顶板及两帮的塑性区范围相对显小,但仍处于塑性状态,主要是新支护允许围岩利用产生的变形释放出围岩的变形能,以此来控制围岩的有害变形。通过施加底角管缝式锚杆,底板塑性区域范围降低,减少了底板的应力集中程度,加强了底板的整体强度,且大幅制约了底板塑性滑移线,削弱了底板的应力集中现象,底鼓大变形得到了有效控制,巷道顶板和两帮同样趋于稳定。通过上述分析可知,新支护形式可以实现围岩和支护体的承载能力,验证了其合理性。

#### 4.2 现场监测效果分析

新支护在-1 186 m 西翼回风巷进行了现场工程应用,试验段位于如图 8 所示的区域,断面地质情况如下:A 区:紫红~棕灰色铝质泥岩,花斑状结构,以铝土质矿物为主,松软破碎易膨胀,遇水易泥化,巷道施后易开裂变形,普氏系数为 3;B 区:深灰色粉、细砂岩,节理裂隙发育,较上部为泥岩,普氏硬度系数为 4;C 区:1186 回风巷硅泥质胶结薄层铝质泥岩层,此段长度约 100 m。

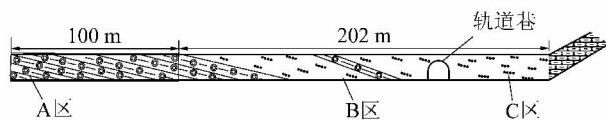


图 8 试验段位置及巷道地质剖面

Fig. 8 Test section position and geology profile of roadway

现场设置了测站进行巷道表面位移的监测结果如图 9 所示。在新支护形式下,巷道变形过程有 3 个阶段。

1) 加速变形阶段 I: 在 20 d 内,巷道受构造应力大、岩性强度差以及底角尚未支护的影响,处于开放状态,巷道开挖后,围岩发生变形,释放一定的弹性能,产生的变形量增大,该阶段变形量占总变形量的 66.1%。

2) 缓慢变形阶段 II: 在 20~60 d,通过复合托盘+锚网喷+关键部位锚索+底角锚管的非对称耦合支护控制技术发挥了作用,巷道的变形速度得到了很好的控制,发挥了各自的支撑能力,实现了支护一体化、荷载均匀化的目的。

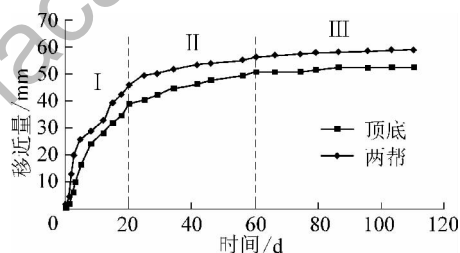


图 9 巷道试验段位移-时间关系曲线

Fig. 9 Relationship between displacement and time in test section of roadway

3) 稳定阶段 III: 在 60 d 后,巷道底鼓基本趋于稳定,不再变形。

总体来看,顶底板移近量及两帮收缩量明显降低,顶底板移近量为 59 mm,两帮移近量为 52 mm,在其允许范围内,巷道的整体变形量较原支护大大减小,表明新支护可以充分发挥材料和围岩的强度,耦合效果良好,验证了新支护方案的可靠性。

## 5 结 论

针对星村煤矿埋深超 1 200 m 的巷道围岩出现的大变形破坏问题,提出了采用复合托盘+锚网喷+关键部位锚索+底角锚管的非对称耦合支护技术,并进行了现场工程应用,取得如下主要结论。

1) 巷道埋深大,构造应力水平高,铝质泥岩矿物膨

胀作用以及不合理的支护形式是造成回风大巷出现非对称大变形破坏和锚杆(索)断裂的主要原因。

2) 通过对现场调查和数值模拟的结果分析,提出采用锚网喷+关键部位加强锚索+底角锚管的非对称耦合支护技术。新技术在-1 186 m 回风巷进行了现场工程应用,通过监测结果可知,新支护下,顶底板移近量为 59 mm,帮缩 52 mm,巷道的整体变形得到了有效的控制,验证了新支护方案的可靠性。

#### 参考文献:

- [1] 何满潮.深部的概念体系及工程评价指标[J].岩石力学与工程学报 2005 24(16): 2854-2858.  
He Manchao. Conception system and evaluation indexes for deep engineering [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2005 24(16): 2854-2858.
- [2] 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(8): 2803-2013.  
He Manchao, Xie Heping, Peng Suping, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2005 24(8): 2803-2013.
- [3] 谢和平,周宏伟,薛东杰,等.煤炭深部开采与极限开采深度的研究与思考[J].煤炭学报 2012 37(4): 535-542.  
Xie Heping, Zhou Hongwei, Xue Dongjie, et al. Research and consideration on deep coal mining and critical mining depth [J]. Journal of China Coal Society 2012 37(4): 535-542.
- [4] 王 炯,孙晓明,郝育喜,等.深井大断面交岔点变形机理及稳定性控制研究[J].煤炭科学技术 2014 42(5): 13-16.  
Wang Jiong, Sun Xiaoming, Hao Yuxi, et al. Study on deformation mechanism and stability control of large cross section intersection in deep mine [J]. Coal science and Technology 2014 42(5): 13-16.
- [5] 何满潮,郭志彪,恒阻大变形锚杆力学特性及其工程应用[J].岩石力学与工程学报 2014 33(7): 1-13.  
He Manchao, Guo Zhibiao. Mechanical property and engineering application of anchor bolt with constant resistance and large deformation [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2014 33(7): 1-13.
- [6] 张国锋,于世波,李国峰,等.巨厚煤层三软回采巷道恒阻让压互补支护研究[J].岩石力学与工程学报 2011 30(8): 1619-1626.  
Zhang Guofeng, Yu Shibo, Li Guofeng, et al. Research on complementary supporting system of constant resistance with load release for three-soft mining roadways in extremely thick coal seam [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(8): 1619-1626.
- [7] 杨晓杰,庞杰文,张保童,等.回风石门软岩巷道变形破坏机理及其支护对策[J].煤炭学报 2014 39(6): 1000-1009.  
Yang Xiaojie, Pang Jiewen, Zhang Baotong, et al. Deformation and failure mechanism and support measures of the soft rock roadway in the air return laneway [J]. Journal of China Coal Society 2014 39(6): 1000-1009.
- [8] 孙晓明,张国锋,蔡 峰,等.深部倾斜岩层巷道非对称变形机制及控制对策[J].岩石力学与工程学报 2009 28(6): 1137-1143.  
Sun Xiaoming, Zhang Guofeng, Cai Feng, et al. Asymmetric deformation mechanism within inclined rock strata induced by excavation in deep roadway and its controlling countermeasures [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2009 28(6): 1137-1143.
- [9] 康红普,王金华,林 健.高预应力强力支护系统及其在深部巷道中的应用[J].煤炭学报 2007 32(12): 1233-1238.  
Kang Hongpu, Wang Jinhua, Linjian. High pretensioned stress and intensive bolting system and its application in deep roadways [J]. Journal of China Coal Society 2007 32(12): 1233-1238.
- [10] 张 农,高明仕.煤巷高强预应力锚杆支护技术与应用[J].中国矿业大学学报 2004 33(5): 524-527.  
Zhang Nong, Gao Mingshi. High-strength and pretension bolting support of coal roadway and its application [J]. Journal of China University of Mining & Technology 2004 33(5): 524-527.
- [11] 刘 波,韩彦辉.FLAC 原理、实例与应用指南[M].北京:人民交通出版社 2005: 3-15.
- [12] 孙晓明,何满潮.深部开采软岩巷道耦合支护数值模拟研究[J].中国矿业大学学报 2005 34(2): 37-40.  
Sun Xiaoming, He Manchao. Numerical simulation research on coupling support theory of roadway within soft rock at depth [J]. Journal of China University of Mining & Technology 2005 34(2): 37-40.
- [13] 王 炯,郭志彪,马成荣,等.深部回采巷道锚网索耦合支护控制技术[J].煤炭科学技术 2015 43(5): 17-21.  
Wang Jiong, Guo Zhibiao, Ma Chengrong, et al. Coupled bolt-mesh-anchor supporting technology for stoping roadway [J]. Coal science and Technology 2015 43(5): 17-21.
- [14] 孙晓明,杨 军,曹伍富.深部回采巷道锚网索耦合支护时空作用规律研究[J].岩石力学与工程学报 2007 26(5): 895-900.  
Sun Xiaoming, Yang Jun, Cao Wufu. Research on space-time action rule of bolt-net-anchor coupling support for deep gateway [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2007, 26(5): 895-900.
- [15] 齐 干,李占金,郭志彪,等.鹤煤五矿深部车场工程耦合支护设计及应用[J].采矿与安全工程学报 2011 28(4): 553-559.  
Qi Gan, Li Zhanjin, Guo Zhibiao. Coupling support design for deep pit bottom in No.5 coal mine of Hebi Coal Industry Group and its application [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2011 28(4): 553-559.
- [16] 姜耀东,赵毅鑫,刘文岗,等.深部开采中巷道底鼓问题的研究[J].岩石力学与工程学报 2004 23(7): 2396-2401.  
Jiang Yaodong, Zhao Yixin, Liu Wengang, et al. Research on floor heave of roadway in deep mining [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering 2004 23(7): 2396-2401.
- [17] 樊俊豪,刘 闯,崔玉贤,等.深部巷道围岩锚网耦合支护技术[J].煤矿安全 2013 44(1): 83-85.  
Fan Junhao, Liu Chuang, Cui Yuxian, et al. Anchor network coupling support technology in deep roadway wall rock [J]. Safety in Coal Mines 2013 44(1): 83-85.