

文章编号: 1000-7598(2009)06-1693-06

深部高应力软岩动压巷道加固技术研究

方新秋^{1,2}, 何杰^{1,2}, 何加省^{1,2}

(1. 中国矿业大学 矿业工程学院, 徐州 221008; 2. 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 徐州 221008)

摘要:为解决深部软岩高应力动压巷道维护的技术难题,针对孔庄矿-620软岩大巷处高应力区、受上方7335水采工作面、8331综采工作面采动以及断层影响的特征,分析其破坏状况和因素,模拟研究了采动影响前后大巷变形规律,掌握大巷应力状态变化规律及影响区域,提出大巷加固思想,优化加固方案,确定了合理加固参数。研究表明,采用锚网索喷+锚注联合支护技术,利用新型专利注浆锚杆,对大巷周围2 m范围注浆,能够有效控制大巷变形。进行井下工业性试验,通过注浆前后围岩力学性质对比、实测及矿压观测手段检测,结果表明-620大巷变形破坏得到了有效的控制。

关键词:高应力;软岩;动压;锚注

中图分类号:TD 353

文献标识码:A

Research on reinforced technology for deep soft rock and dynamic pressurized roadway under high stress

FANG Xin-qiu^{1,2}, HE Jie^{1,2}, HE Jia-sheng^{1,2}

(1. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221008, China;

2. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, Xuzhou 221008, China)

Abstract: The support for deep soft rock and dynamic pressurized roadway is a major technical challenge. The -620 soft rock roadway in Kongzhuang Mine which is located in the high stress areas is a typical example, and it is affected by No. 7335 hydraulic mining face above, No. 8331 mining face, and the fault as well; the damaged condition and the factors that cause the damage are analyzed. The main roadway deformation rules affected by mining are simulated, the change and the influence area of stress state of main roadway are obtained. The thought of reinforcing main roadway is proposed; the reinforcement is optimized; and the reasonable parameters of reinforcement are determined. The research results indicate that the main roadway deformation can be effectively controlled by adopting the bolt-mesh-anchor-concrete and bolt-grouting combined support technology, which grouts main roadway within a radius of 2 m with a new patent grouting anchor. Through the comparison of the mechanical properties of surrounding rock before and after grouting, live shooting and strata control observation, the underground industrial test shows that the -620 main roadway has been effectively controlled.

Key words: high stress; soft rock; dynamic pressure; bolt-grouting

1 引言

软岩支护是地下工程中最难解决的工程技术问题之一,以其大变形、高地压、难支护的特点一直受到岩石力学及地下工程界的普遍关注,国内外普遍采用加大支护密度,锚架联合支护、卸压等方式来增加支护强度^[1],力求减少巷道使用过程中的破坏变形量,但效果不是很理想;随着高强度锚网联合支护技术的推广^[2],支护效果显著提高,但仍未彻底解决成本高、施工速度慢、巷道变形破坏问题;

近年来发展起来的锚注联合加固支护技术是一种将现代注浆加固技术、柔性锚索加固技术与传统锚喷支护技术有机地结合在一起的新型加固支护技术,它综合了锚杆加固技术和注浆加固技术的优点,在支护理论上是先进的,在材料、设备供应、施工工艺上已有成功的先例,成为解决高应力工程软岩安全维护的有效手段;本文针对孔庄-620大巷围岩特征,分析其破坏因素和变形规律,提出巷道控制思想和方案,优化设计参数,经工程实践证明新支护方案是可行的。

收稿日期: 2008-05-29

基金项目: 国家自然科学基金资助项目 (No. 50504014)。

第一作者简介: 方新秋,男,1974年生,博士后,副教授,从事采矿工程方面的科研与教学工作。E-mail: xinqiufang@163.com

2 试验巷道概况

2.1 工程概况

孔庄矿-620 大巷是水采、煤水提升、高压供水系统的主要巷道,同时担负着二水平辅助运输任务,是井下生产系统的中心枢纽,巷道处 8 号煤底板中,巷道断面净宽 3.8 m,净高 3.2 m,底板岩性主要为泥岩及砂质泥岩,巷道同时受上方 7335 水力采煤工作面、8331 综采工作面等采面动压以及断层等综合因素影响,是具有代表性的高应力软岩动压巷道。-620 大巷 2 号交岔点以东 600 m 巷道变形破坏严重,顶底板和两帮相对移近量大,局部达到 2.0 m,甚至发生冒顶,现已成为进行研究支护技术的试验区域,附近的 83-4 号测点的岩层如表 1 所示。

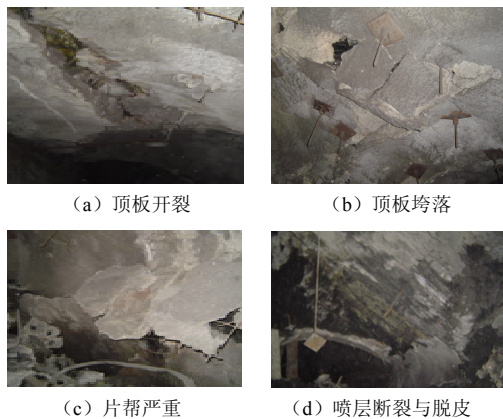
表 1 -620 大巷附近的岩层柱状

Table 1 The rock columnar near -620 main roadway

岩层 名称	厚度/m		岩性特征描述
	本层	累计	
泥岩	2.78	2.78	灰黑色,裂隙发育,破碎。
八煤	3.38	6.16	黑色,块状,内生裂隙发育。
泥岩	4.74	10.9	灰黑色,性极脆,具有水平层理。
细砂岩	12.98	23.88	灰白色,以石英长石为主、少量暗色物质,局部含泥质条带,下部含泥质条带增多,呈砂、泥互层。下覆岩层为泥岩。
泥岩	7.79	31.67	灰色,结晶结构,见有海百合茎化石。

2.2 巷道围岩破坏现状及影响因素

从井下拍到的实际情况和调查统计来看,-620 大巷遭到了大面积、严重的破坏:顶板下沉、开裂、冒落、挤压和弯曲变形剧烈、片帮普遍、围岩遇水膨胀、喷层断裂、分层脱落、局部裸体岩壁,巷道破坏现状如图 1 所示。



(a) 顶板开裂

(b) 顶板垮落

(c) 片帮严重

(d) 喷层断裂与脱皮

图1 大巷破坏现状

Fig.1 Damage present conditions of main roadway

结合孔庄矿的地质现状与开采技术条件,具体分析-620 大巷破坏影响因素:

(1) 围岩性质:巷道位于破碎带内,岩性较差,周边有软弱岩层,遇水易软化,围岩自身强度较低,在多种应力作用下,易出现碎胀破坏、软岩流变,已成为巷道受动压后容易破坏的根本因素。

(2) 采动影响:-620 大巷二号交岔点以东 600 m 巷道上方为 7335 水采工作面采空区和 8331 综采采空区,采动影响明显,是巷道破坏的关键因素。

(3) 垂直应力:煤层埋藏-620 m,巷道埋藏深、地压大,承受较大垂直应力。

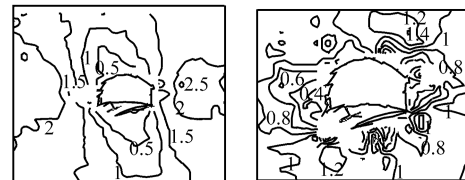
(4) 构造应力:巷道除受大构造应力作用外,还受巷道附近正断层和逆断层的交互影响,使其同时承受垂直和水平方向构造残余应力。

(5) 膨胀应力:围岩中含有膨胀性黏土矿物,如蒙脱石、高岭石、伊利石等,岩石遇水软化、膨胀,膨胀量高达几倍、几十倍,完全可能使巷道破坏。

(6) 设计及施工不合理:大巷布置于山西组与太原群交界的砂质泥岩和泥岩中,巷道布置较密,岩柱宽度小,受采煤工作面的多次动压影响,巷道成型差,支护厚度达不到设计要求。

3 大巷围岩变形破坏规律

为了研究-620 大巷围岩的变形破坏规律,根据大巷的地质状况和变形破坏影响因素,模拟采动影响下大巷变形破坏规律,模拟结果如图 2。



(a) 水平应力分布图

(b) 垂直应力分布图

图 2 采动影响下大巷变形规律

Fig.2 Deformation regularity of main roadway under mining influence

根据模拟结果,分析其变形破坏规律如下:

(1) 采动影响后,巷道表面位移量增加,顶板下沉量明显增大,顶板下沉达 248 mm、底鼓量达 576 mm,两帮位移最大为 471 mm;

(2) 采动影响后,巷道附近的位移矢量和影响范围增大,巷道附近的位移矢量随巷道周边距离的增大而逐渐减小;巷道周围位移矢量的方向指向巷道的内部;巷道周边上位移矢量随着距离巷道中心的增大而减小;

(3) 受采动影响,应力集中的位置距巷道的距离变大,集中系数增加,垂直应力在巷道两帮产生应力集中,水平应力在巷道顶底板产生应力集中,

随着支护强度的增加,应力集中的位置向巷道方向移近,应力集中系数逐渐增大。

4 大巷加固方案

4.1 大巷加固思想及方案提出

国内外对于软岩的特征、变形机制以及支护对策作了不少的研究^[3-5],综合-620大巷破坏因素以及变形规律,提出如下控制思想:

(1) 软岩充分变形。理论和实践都证明^[6],巷道开挖后,根据软岩的变形过程和特征,无论采用何种支护形式,围岩不可避免要进入塑性状态,巨大的(如膨胀变形能)塑性能必须释放,这个过程由于围岩特性和工程环境改变而不同,给予充分的时间使软岩最大限度地发挥塑性区承载能力而又不松动破坏,是实现软岩控制的关键;

(2) 改善围岩性质。通过注浆加固,浆液充填到岩石块间的孔隙之中,改变软弱围岩松散结构,提高围岩黏结力和内摩擦角,改善岩石的物理力学性质,提高围岩的整体承载能力,是实现软岩控制的基础;

(3) 全断面、联合加固。浆液的“网络”效应以及扩散作用将形成一个浆液扩散加固拱,具有“固底”和涵拱“作用^[7],锚杆、锚索和喷网支护将形成锚网索喷浆组合拱与锚杆或锚索压缩区组合拱,联合支护实现了巷道多层有效拱结构,加上顶板、底板、底角、两帮全断面支护,避免应力集中和局部破坏,保证支护结构的整体稳定^[8];

针对前期锚网支护使巷道已经发生充分变形的现状,基于大巷加固的思想,结合工程实践经验^[9-10],提出采用锚网索喷+锚注的联合支护技术。

4.2 方案优化

4.2.1 建立模型

依据大巷加固思想以及-620大巷的破坏变形状况和规律,针对大巷围岩软弱、破碎、松散特征,确定采用数值模拟手段^[11-12],结合模拟目的,建立数值模型,模型的尺寸及各层的名称和厚度如图3所示。

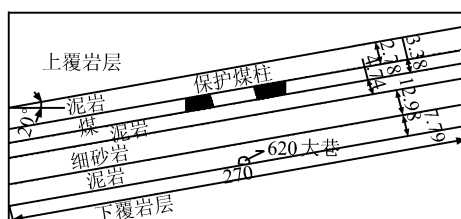


图3 大巷数值模型

Fig.3 Numerical model of main roadway

4.2.2 模拟方案

为了确定合理的支护参数,建立-620大巷数值模型,设计如下4种方案模拟大巷在有采动和无采动因素下的周边表面位移、巷道附近的垂直位移和水平位移分布、顶板冒落及周围岩层活动状况、巷道围岩垂直应力、水平应力分布。

方案1:无支护;方案2:锚网索喷支护,采用锚杆压金属网,锚杆间排距为800 mm×1 000 mm,锚杆规格为 $\phi 20$ mm×1 750 mm;巷道拱部挂金属网,型号为JW-6/2950 mm×1 150 mm,网与网搭接一个格,用14#双股铁丝隔孔相联;顶部布置2排锚索,规格 $\phi 20$ mm×6 000 mm;锚索间排距1 500 mm×1 500 mm;喷浆厚度不小于100 mm,喷浆料配比:水泥:黄沙:石子:速凝剂=100:200:200:5;方案3:锚网索喷+锚注联合支护:巷道两帮和顶部采用注浆锚杆规格: $\phi 22$ mm×18 00 mm,底部采用 $\phi 22$ mm×1 000 mm,注浆范围1 m,注浆锚杆间距为1 200×1 200 mm,围岩性质差、采动影响大地段,注浆锚杆间距为1 000×1 000 mm,锚网索喷参数如方案2;方案4:支护方式同方案3,注浆范围为2 m。

4.2.3 模拟结果

(1) 巷道的表面位移。在4种不同的方案下,对应的表面位移量逐渐减小,如表2所示,采动影响后,表面位移量增加,顶板下沉量影响最大,由于保护煤柱比较宽,影响不是很大。

表2 -620大巷受采动时表面位移量

Table 2 Surface displacements of -620 main roadway under mining influence

方案	顶板下沉量 /mm	底鼓量 /mm	左帮位移量 /mm	右帮位移量 /mm
1	594	1002	1722	331
2	248	576	471	150
3	203	462	272	77.5
4	105	351	110	36.4

(2) 巷道附近的位移矢量。在4种不同支护方式下,位移矢量影响范围和大小依次减小,随着支护强度的增加,两者变小。同一支护方式下,采动影响时较大。

(3) 巷道围岩的应力分布。在不同的支护方式下,应力分布形状是相同的,采动影响后,垂直应力和水平应力随着支护强度的增加,应力集中的位置向巷道方向移近,应力集中系数逐渐增大,如图4所示。

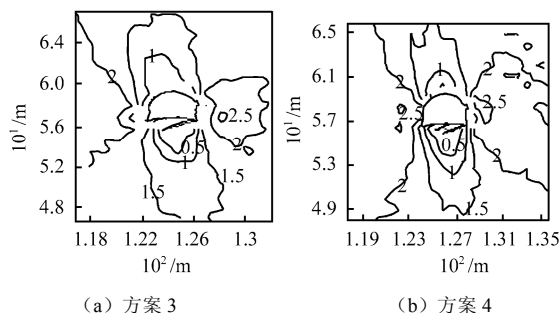


图4 不同方案下采动后围岩垂直应力分布

Fig.4 Vertical stress distributions of different programmes after mining influence

(4) 巷道顶板冒落及围岩活动状况。无支护情况下, 巷道破坏严重, 围岩向巷道空间抛落, 采动影响后巷道空间几乎被破碎岩块充满; 在锚网支护情况下, 较为稳定, 在围岩性质较差, 或受采动影响后, 有少量岩体可能脱落; 在锚注支护下, 巷道围岩得到加强, 巷道稳定性很好, 极少会发生岩块冒落现象, 并且随着注浆范围的增大, 巷道围岩的稳定性变得越来越好。

综合分析比较, 最终选取方案 4, 采用锚网索喷+锚注联合支护技术。

4.3 方案实施

4.3.1 注浆设备与注浆参数

注浆设备是试验的基础, 注浆参数设计是控制支护的核心, 合理地监控巷道围岩注浆过程和确定注浆结束标准, 是确保注浆效果的关键。实践表明, 利用注浆压力、注浆量和注浆时间3个指标作为控制注浆的标准较为合理, 注浆设备和注浆参数如表3所示。

表3 注浆设备和注浆参数

Table 3 Grouting equipment and parameters

注浆材料	注浆泵型号	注浆锚杆	水灰比	注浆压力 /MPa	注浆量 kg/孔	注浆时间 /min
525 号普通硅酸盐水泥	KBY-50/70 液压注浆泵	LF-1 新型注浆锚杆 (图 5)	0.8:1~1:1	3	30~50	20

注浆锚杆是影响注浆工艺和注浆效果的重要因素, 依据孔庄矿实际情况, 在传统“锚封一体化”注浆锚杆基础上进行了改进, 研制了 LF-1 新型注浆锚杆, 获得国家实用新型专利 (专利号 ZL200620073183.0), 应用效果较好, 结构如图 5, 主要有以下特点: (1) 注浆锚杆规格为 $\phi 22 \text{ mm} \times 1800 \text{ mm}$, 其内径根据选材而定, 锚杆注浆段为杆

体全长的 2/3, 壁厚 3~3.5 mm 的优质无缝钢管, 钢管承受拉力可达 80 kN 以上; (2) 注浆孔径向均匀分布, 轴向非均匀分布, 在轴向和径向达到均匀注浆效果; (3) 顶部直接在钢管基础上冷作翻边, 直径 35 mm, 提高锚固力; (4) 螺纹端 400~450 mm 处焊接钢筋环, 有利于封孔和锚固; (5) 注浆孔采用锥形方式加工, 外窄内宽, 利用浆液带压喷射, 喷浆效果好。

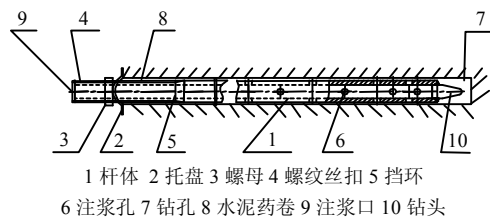
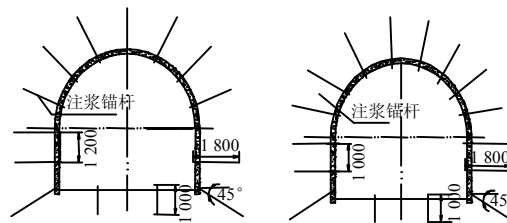


图5 LF-1 新型注浆锚杆结构图

Fig.5 Structure of a new bolt grouting called LF-1

4.3.2 注浆锚杆布置

锚杆间距、排距等支护参数要满足注浆要求, 注浆孔的布置应使相邻两孔固结浆液的径向分布在一定程度上互相贯透, 且浆液的多余部分能充填固结体之间空隙, 同时达到锚杆对围岩必须提供足够支护阻力, 根据以上原则, 设计大巷断面注浆锚杆布置如图 6 所示。



(a) 砂质泥岩和动压影响较小 (b) 海相泥岩地段、动压影响较大和穿过断层破碎带部分

图6 -620 大巷注浆锚杆布置(单位: mm)

Fig.6 Bolt grouting layout in -620 main roadway (unit: mm)

4.3.3 施工工艺

注浆施工是在对已变形破坏巷道扩帮初喷后进行, 分为拱墙和底板加固两部分, 先拱墙由下向上先帮后顶进行锚注, 后底板。同一截面上, 每次可数根锚杆同时注浆。巷道注浆施工的主要顺序为:

(1) 拱墙部分: 扩帮—打注浆锚杆孔—安装注浆锚杆—注浆—止浆—清洗注浆管路—上托盘—紧螺母; (2) 底板部分: 卧底—铺底—打锚杆孔—安装锚杆—注浆—止浆, 注浆工艺采用交替性分批分段注浆, 工艺过程如图 7 所示。

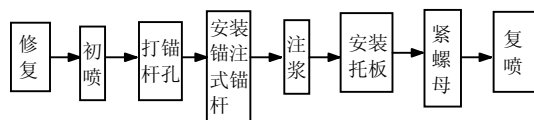


图7 工艺过程

Fig.7 Technological process

5 加固效果检测分析

方案实施后,主要采取比较巷道围岩注浆加固前后岩芯物理力学性质变化,以及围岩表面位移观测以及实摄巷道整体状况3种手段来检验巷道修复效果。

5.1 工业性试验效果

经过合理的理论分析和试验准备,严格按照试验步骤对破坏的巷道进行了联合支护。修复后巷道的顶板、两帮以及整体效果如图8所示。比较新方案前后巷道状况可以看出,锚注既加固了围岩,又改善了锚杆着力基础,使动压、深井软岩巷道承载能力得到显著提高,配合锚网索喷技术使巷道变形破坏得到有效控制。



(a) 巷道顶部 (b) 巷道帮部 (c) 整个巷道

图8 修复后的巷道效果

Fig.8 Effect after repairing the roadway

5.2 矿压监测结果

为了监测巷道的动态变化,在-620大巷设了两个观测站,1[#]号站(注浆加固区)和2[#]站(非注浆加固区),观测巷道表面位移观测结果如图9所示。

由两个观测曲线图可以看出,达稳定期后,注浆区巷道各个量的变化幅度较小,底鼓量为5 mm,两帮移近量为8 mm,顶板的离层量为9 mm。未注浆加固区各个量的变化较大,底鼓量为41 mm,两帮的移近量为429 mm,顶板的离层量为154 mm,新支护方案有效控制了-620大巷围岩的变形。

5.3 围岩力学性质测试

为更好检验新加固方案的效果,在试验区域两帮围岩的未注浆段和注浆段钻孔(未注浆段:1、3钻孔,已注浆段:2、4钻孔)取岩芯,进行抗压强度、抗拉强度、抗剪强度、静弹性模量、泊松比、取芯率等物理力学性质测试,所得结果如表4所示。

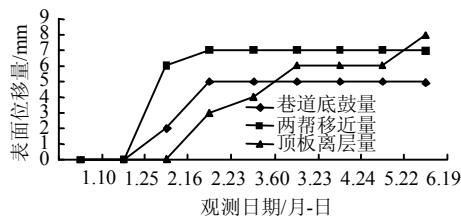
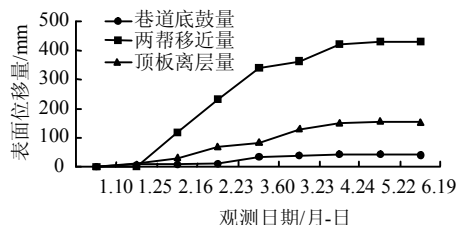
(a) 1[#]观测站(注浆加固区)(b) 2[#]观测站(非注浆加固区)

图9 -620大巷表面位移观测曲线

Fig.9 Observation curves of -620 main roadway surface displacements

表4 4个钻孔平均抗压和抗拉强度
Table 4 Average compressive and tensile strengths for 4 drillings

平均值	试块直径 /mm	弹性模量 /GPa	泊松比	抗压强度 /MPa	抗拉强度 /MPa
钻孔1	54	1.46	0.254	3.36	2.86
钻孔2	54	4.89	0.238	18.9	6.87
钻孔3	54	1.463	0.254	5.78	1.88
钻孔4	54	6.54	0.242	27.052	3.67

(1) 从岩石试样加工过程可知,1、3钻孔岩石比较破碎,试样难于加工成型,而注浆后2、4钻孔岩石整体性好,试样加工成型方便;

(2) 试验显示1、3钻孔岩石平均抗压强度为3.36、5.78 MPa,平均抗拉强度为2.86、1.88 MPa,力学性质整体较弱;2、4钻孔岩石平均抗压强度为18.9、27.052 MPa,平均抗拉强度为6.87、3.67 MPa,力学性质较强,强度有了明显提高。

6 结 论

(1) 围岩软弱以及承受多种力综合作用,是造成围岩变形破坏严重的根本因素,采动是加剧破坏程度的关键因素,模拟归纳了采动影响下大巷变形破坏规律,提出了大巷加固思想和方案,确定采用锚网索喷+锚注联合支护技术。

(2) 锚网索喷+锚注联合加固主要参数设计正确,研制的新型注浆式锚杆结构合理,工作可靠性高。

(3) 注浆前后围岩力学性质测试结果、矿压观测结果以及实摄大巷整体状况表明:新方案实施后,巷道围岩的顶板下沉及两帮移近速度、底鼓速度都

能较大幅度地降低, 巷道变形得到明显控制, 在技术、经济方面都取得了良好效果。

参 考 文 献

- [1] 何满潮. 煤矿软岩工程技术现状及展望[J]. 中国煤炭, 1999, 25(8): 13—16.
HE Man-chao. The present status and future prospects of coal mine soft rock engineering[J]. **China Coal**, 1999, 25(8): 13—16.
- [2] 张玉国, 谢康和, 庄迎春, 等. 大埋深软岩巷道锚网索支护机理研究[J]. 科技通报, 2005, 21(2): 57—66.
ZHANG Yu-guo, XIE Kang-he, ZHUANG Ying-chun, et al. Study on the bolt-mesh-anchor surrounding mechanism of a roadway in a soft and thick rock seam[J]. **Bulletin of Science and Technology**, 2005, 321(2): 57—66.
- [3] 陈炎光, 陆士良. 中国煤矿巷道围岩控制[M]. 北京: 中国矿业大学出版社, 1994.
- [4] 靖洪文, 李元海, 许国安. 深埋巷道围岩稳定性分析与控制技术研究[J]. 岩土力学, 2005, 26(6): 877—881.
JING Hong-wen, LI Yuan-hai, XU Guo-an. Analysis of surrounding rock stability of deeply buried roadways and study on its control techniques[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2005, 26(6): 877—881.
- [5] 孙晓明, 何满潮, 杨晓杰. 深部软岩巷道锚网索耦合支护非线性设计方法研究[J]. 岩土力学, 2006, 27(7): 1061—1065.
SUN Xiao-ming, HE Man-chao, YANG Xiao-jie. Research on nonlinear mechanics design method of bolt-net-anchor coupling support for deep soft rock tunnel[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2006, 27(7): 1061—1065.
- [6] 何满朝. 煤矿力学软岩变形机制与支护对策[J]. 水文地质工程地质, 1997, (2): 12—16.
HE Man-chao. Soft rock deformation mechanism in coal mines and timbering countermeasures[J]. **Hydrogeology and Engineering Geology**, 1997, (2): 12—16.
- [7] 陆士良, 汤雷, 杨新安. 锚杆锚固力与锚固技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1998.
- [8] 吴和平, 陈建宏, 张涛, 等. 高应力软岩巷道变形破坏机理与控制对策研究[J]. 金属矿山, 2007, (9): 50—54.
WU He-ping, CHEN Jian-hong, ZHANG Tao, et al. Study on deformation-destruction mechanism of high stress weak-rock tunnel and control measures[J]. **Metal Mine**, 2007, (9): 50—54.
- [9] 王连国, 李明远, 王学知. 深部高应力极软岩巷道锚注支护技术研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16): 2889—2893.
WANG Lian-guo, LI Ming-yuan, WANG Xue-zhi. Study on mechanisms and technology for bolting and grouting in special soft rock roadways under high stress[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2005, 24(16): 2889—2893.
- [10] 许兴亮, 张农, 徐基根, 等. 高地应力破碎软岩巷道过程控制原理与实践[J]. 采矿与安全工程学报, 2007, 24(1): 51—56.
XU Xing-liang, ZHANG Nong, XU Ji-gen, et al. Principle and practice of process control over soft broken roadway with high ground stress[J]. **Journal of Mining & Safety Engineering**, 2007, 24(1): 51—56.
- [11] 秦广鹏, 梁开武, 李英德. 综放沿空巷道围岩系统稳定性的UDEC模拟分析[J]. 中国矿业, 2007, 16(9): 61—64.
QIN Guang-peng, LIANG Kai-wu, LI Ying-de. Study by UDEC simulation of fully-mechanized caving roadway surrounding rock system[J]. **China Mining Magazine**, 2007, 16(9): 61—64.
- [12] 王连国, 缪协兴, 董健涛, 等. 深部软岩巷道锚注支护数值模拟研究[J]. 岩土力学, 2005, 26(6): 983—985.
WANG Lian-guo, MIAO Xie-xing, DONG Jian-tao, et al. Numerical simulation research of bolt-grouting support in deep soft roadway[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2005, 26(6): 983—985.