

# 深部矿井煤巷稳定性控制技术

刘清涛<sup>1</sup> 李常玉<sup>2</sup>

(1. 中国中煤能源集团有限公司 北京 100120; 2. 中煤大屯煤电(集团)公司 江苏 徐州 221610)

**摘要:**为解决大屯矿区姚桥煤矿深部回采巷道支护难度大、返修率和失效比例大的问题,通过理论分析和现场调研可知回采巷道埋藏深度大、岩性软弱破碎、受四周采动影响频繁是变形量较大的原因,原有支护方式难以适应深部巷道围岩稳定性控制的要求,在此基础上“强化支护”和“适度让压”相统一的新型锚网索耦合支护设计方案,现场应用结果表明:掘进期间两帮最大移近量仅为127 mm,顶板最大下沉量为43 mm,最大底鼓量为42 mm,巷道变形在回采期间主要以底鼓为主,最大底鼓量达到112 mm,为两帮移近量的2倍左右。回采支承压力影响范围为180~200 m,严重影响区域为80~100 m,验证了采用高强锚网索耦合支护系统在控制顶底及两帮变形方面效果明显。

**关键词:**深部煤巷; 支护对策; 围岩稳定性; 锚网索耦合支护

中图分类号: TD353 文献标志码: A 文章编号: 0253-2336(2015)08-0018-05

## Stability control technology of coal drift in deep underground mine

Liu Qingtao<sup>1</sup> Li Changyu<sup>2</sup>

(1. China National Coal Group Corporation Limited Beijing 100120, China; 2. China National Coal Datun Coal and Electric Power Company Limited Xuzhou 221610, China)

**Abstract:** In order to solve the support difficulty, high repair rate and high failure ratio problems of the mining roadway in the deep section of Yaoqiao Mine, Datun Mining Area, with the theoretical analysis and the site investigation, the great deep depth of the mining roadway, the soft, weak and broken lithology and frequent surrounding neighbor mining influences would be the major causes of the large deformation occurred. The previous support method was hard to meet the stability control requirements of the surrounding rock along the deep roadway. Based on the circumstances, a new bolt-mesh-anchor coupling support design plan with an integration of an "intensified support" and "proper yielding" was provided. The site application results showed that during the roadway driving period, a max convergence of the two sidewalls was 127 mm only, a max subsidence of the roof was 43 mm and the max floor heave was 42 mm. During the mining period, the floor heave of the roadway was mainly occurred, the max floor heave was 112 mm and was about two times higher than the convergence of the two sidewalls. The influence scope of the mining support pressure was ranging from 180~200 m, the serious influence area was 80~100 m and the obvious effect to control the roof-floor and the two sidewalls deformation with the obuous bolt-mesh-anchor coupling support system was verified.

**Key words:** coal drift in deep underground mine; support measures; surrounding rock stability; bolt-mesh-anchor coupling support

## 0 引言

在深部巷道锚网耦合支护的研究方面,国内外学者围绕开采深度对巷道变形的影响,锚杆与围岩之间的相互作用关系,巷道支护参数设计定量化研究,以及设计方法研究等几个方面做了大量的工作。

在锚杆与围岩的相互作用机理研究方面主要有3类:①从研究巷道的变形与支护体结构刚度的关系入手,研究让压的适度性问题;②研究支护体的强度的大小和强度发挥时机问题;③围绕围岩性质研究分析其结构的破坏特性<sup>[1-3]</sup>。近年来,一些工程数值计算方法如有限单元法、边界元法、离散元法等日

收稿日期: 2015-03-12; 责任编辑: 杨正凯 DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2015.08.004

基金项目: 国家自然科学基金重点资助项目(51134025)

作者简介: 刘清涛(1973—)男,山西临县人,高级工程师。Tel: 18618228221 E-mail: liuqingtao93@sohu.com

引用格式: 刘清涛,李常玉.深部矿井煤巷稳定性控制技术[J].煤炭科学技术,2015,43(8):18-22.

Liu Qingtao, Li Changyu. Stability control technology of coal drift in deep underground mine [J]. Coal Science and Technology, 2015, 43(8): 18-22.

益成熟。岩土工程软件能够适应不同工程特点,根据工程及岩体物理力学参数,建立不同支护参数和应力边界条件的工程地质力学模型,通过计算来优化工程设计方案,如 ADINA、FINAL、FLAC 等程序<sup>[4~6]</sup>。数值模拟方法已成为深部巷道优化设计不可缺少的辅助工具。尽管国内外对深部巷道围岩稳定性控制理论的研究取得很大进展,但由于地质系统的复杂性,加上矿山开采对原岩应力的扰动,深井巷道工程围岩表现出来的非线性力学现象较为复杂<sup>[7~10]</sup>。基于浅部的岩石力学特性发展起来的巷道围岩稳定性控制理论,已无法满足日益复杂的深井巷道围岩稳定性控制的要求<sup>[11~15]</sup>。针对大屯矿区姚桥煤矿深部回采巷道支护难度大、返修率和失效比例大的问题,结合姚桥煤矿中央采区 7009 运输巷掘进工程实践,分析该矿以往的深部回采巷道破坏特征,找出巷道变形破坏的主控因素,提出针对性的稳定性整体控制对策。

## 1 工程概况

大屯公司姚桥煤矿 7009 放顶煤工作面运输巷设计长度 1 382 m,沿 7 号煤层底板布置,全煤巷道。地面标高 +33.5—+35.1 m,工作面标高 -732—-812 m,最大埋深 847 m,为该矿目前埋藏最深的掘进工作面之一。从其他相邻工作面巷道支护状况来看,掘进过程中均有顶板下沉、断锚杆、底鼓严重和帮部收缩大等现象,回采期间巷道整体变形量很大,采动影响期间的深基点最大位移达到 85 mm,顶板离层现象在采动期一直存在。说明原来的支护与围岩在强度、刚度和结构设计中,均未达到耦合,因此,必须进行锚网索耦合支护设计。

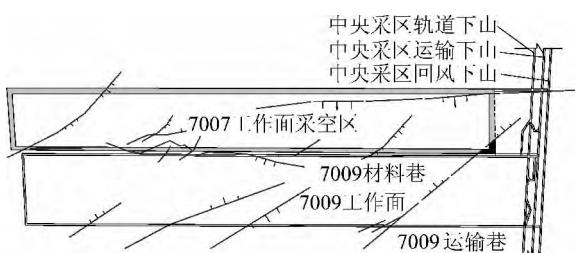


图 1 巷道布置平面示意

Fig. 1 Layout of roadway layout

## 2 深部煤巷破坏特征及原因

### 2.1 巷道变形破坏特征

1) 高应力作用下,围岩变形量大。对 7009 材料

巷(采用的是原有支护形式)掘进期间支护效果监测,在 70 天的观测期,两帮移近量达到 360 mm,顶底板下沉量达到 512 mm。

2) 巷道顶部煤体多数出现“网兜”。

3) 出现底鼓。7009 材料巷由于上覆围岩的自重压力和采动应力双重作用,底鼓量最大达 700 mm,巷道回采过程中投入了大量工时,进行反复挖底,巷道维护较为困难。

### 2.2 影响巷道稳定性主要原因

1) 巷道埋深大。该采区最大垂直深度约 800 m,垂直原岩应力接近煤体单轴抗压强度。

2) 围岩结构和岩性的影响。该巷道沿底掘进留顶煤,直接顶为泥岩,均松软易破碎,如果支护参数的设计与松软的围岩强度不耦合,掘进和采动时巷道周围会出现较为显著的破碎区和塑性区,蠕变变形破坏趋势增强,巷道维护困难。

3) 回采超前压力影响。大屯矿区综放开采巷道支护峰值影响范围为 20~30 m,超前压力影响区达 50~100 m,对巷道的支护影响很大。

4) 支护形式。顶部支护强度偏低,锚杆排距大;菱形网的刚度无法限制围岩大变形;锚杆、锚索与围岩变形不协调,煤层巷道由于承受较高的动载影响,两帮和顶板的变形量较大,需要在支护中预留柔性空间,适当释放巷道变形能,防止表面应力集中对煤壁的破坏并导致支护体失效;底板控制不力,底板为较为软弱的砂质泥岩,没有采用控制底鼓的锚网支护系统。

## 3 姚桥煤矿深部煤巷稳定性控制对策

### 3.1 巷道稳定性控制原则

研究表明深部煤巷支护体只有与围岩强度实现耦合,以及巷道各支护材质刚度和结构上相互耦合,才能实现深部巷道支护整体结构稳定性控制。

1) 以区域地质构造应力场为条件,处理好大稳定和小稳定的关系。姚桥煤矿 7009 工作面巷道埋深大,围岩自重应力为 16.8~18.6 MPa,接近 7 层煤的单向抗压强度,巷道会承受较高的自重应力和采动应力。从实测地应力和大量的巷道变形破坏现状来看,该区地应力场以水平构造应力为主。受断层等地质构造影响,巷道在局部区域存在一定的水平应力。

2) 充分利用上覆或邻近工作面开采后形成的

低应力区,处理好中稳定和小稳定的关系。7009运输巷虽在实体煤侧掘进,但巷道要经受强烈的回采超前集中压力的影响,所以在巷道支护设计时必须提高支护强度,若设计的支护参数与围岩强度、刚度、结构不能耦合,过弱或过强都会引起局部应力集中,不能控制围岩变形,必然要出现顶部下沉、两帮内敛、底鼓等现象。

3) 遵循深部巷道大变形支护设计原理和支护对策,优化支护体的耦合设计,处理好小稳定与支护体之间的关系。

### 3.2 深部煤巷工程稳定性控制对策

结合大量深部煤巷锚网耦合支护理论研究成

果<sup>[4-6]</sup>,以及对7009运输巷稳定性的分析,初步确定7009运输巷支护方式为锚网索加底角锚杆,为验证可靠性和支护效果,应用有限差分软件FLAC<sup>3D</sup>进行了模拟分析。

#### 3.2.1 巷道掘进期间耦合支护效果模拟分析

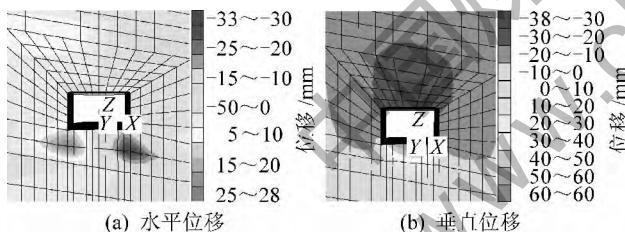
笔者拟定了7009运输巷初步支护方案,应用有限差分程序FLAC<sup>3D</sup>构建计算模型。计算边界确定3~5倍巷宽的范围,即数值分析模型长×宽为24 m×22 m。限制模型侧面水平移动,底部固定,上表面为应力边界,施加18.75 kN的载荷,模拟上覆岩体的自重边界。水平方向的载荷系数为0.3,载荷为6 MPa,岩体物理力学参数见表1。

表1 岩体物理力学参数

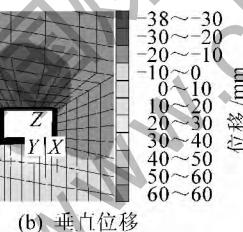
Table 1 Physical mechanics parameters of rock

岩性	容重/(kN·m <sup>-3</sup> )	弹性模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	泊松比	内摩擦角/(°)
细砂岩	2 587	27.9	35.00	11.87	23.9	0.143	33.7
砂质泥岩	2 682	25.4	17.60	7.53	25.7	0.201	44.2
泥岩	2 587	30.6	28.00	7.90	22.8	0.167	35.3
煤层	1 340	4.5	1.76	0.90	5.4	0.358	40.0

数值模拟结果如图2所示,通过优化设计,巷道无论在垂直和水平方向的位移明显减小,各支护体受力均匀,工作状况良好。巷道应力场分布均匀,说明通过锚网耦合支护,应力向深部岩体转移,支护体与

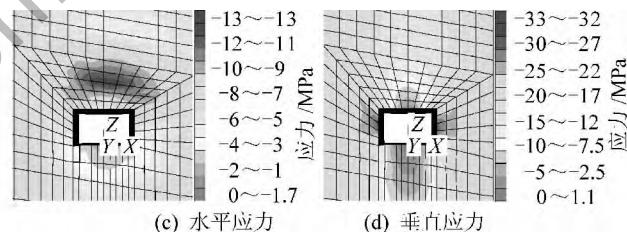


(a) 水平位移



(b) 垂直位移

围岩基本处于耦合状态。从巷道围岩的应力状态来看,巷道围岩只在周边发生局部剪切,而且在顶板10 m内未发生离层现象,说明新型支护系统对围岩的约束能力明显提高,有效地控制巷道围岩的大变形。



(c) 水平应力

(d) 垂直应力

图2 巷道围岩位移及应力分布

Fig. 2 Displacement and stress distribution of road way surrounding rock

#### 3.2.2 巷道回采动压耦合支护效果模拟分析

深部煤巷回采超前压力二次扰动对巷道的稳定性影响更大。对7009工作面分步动态进行回采模拟,探讨工作面前方应力分布规律以及在超前动态支承压力作用下实体煤巷的围岩变形规律。

模拟结果可知不同回采阶段工作面围岩的应力分布规律,7009巷道受工作面回采影响较为明显。回采动压对巷道的影响范围超过80 m,距工作面30~60 m时,巷道围岩变形有明显增加趋势;距工作面0~30 m时,围岩量剧烈增加,尤其是距工作面12~20 m时,顶板最大下沉量达到97 mm,最大底鼓量为406 mm,变形量增幅最大。最大底鼓量主要反

映在距工作面约30 m之内时,主要是因为受回采超前支承压力的作用,使原本塑性区较大的煤柱帮更为松软破碎,承载能力进一步减弱,由此应力逐渐向实体煤帮转移,促使其围岩变形速度增加。

## 4 现场工程应用

### 4.1 支护材料及参数

通过数值模拟分析确定最终支护方案巷道断面形状选用矩形,掘进断面为4 500 mm×2 600 mm,7009运输巷设计断面如图3所示。

1) 锚杆。顶部和帮部均选用500 MPa的高强度螺纹钢锚杆,顶锚杆直径由20 mm现改为22 mm,长度增大到2 200 mm,间排距调整为700 mm×

700 mm;帮部锚杆直径由18 mm增大到20 mm,长度增大到2 000 mm,间排距调整到750 mm×700 mm;底角锚杆采用φ38 mm×2 200 mm的空心钢管,间距800 mm与底板成一定夹角。

2) 钢带。顶部用T形钢带,帮部用钢筋梯子梁,强化护顶、护帮锚杆的整体支护组合结构,钢筋网采用φ6 mm钢筋焊接加工而成,长×宽=1 040 mm×900 mm,网孔规格为70 mm×70 mm,网与网之间逐扣连接。

3) 锚索。顶部采用φ17.8 mm的1×7结构预应力锚索代替φ15.24 mm的锚索,间排距为1 400 mm×1 600 mm,长度为7 200 mm,布置方式调整为“2-3-2”。

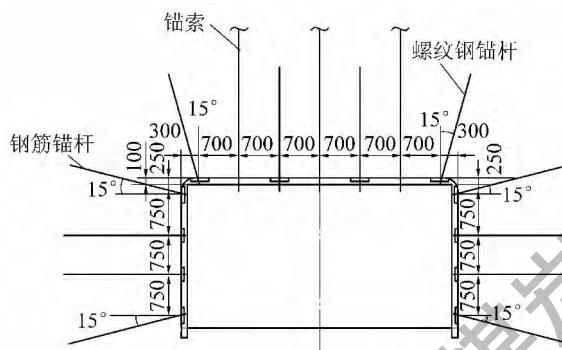


图3 7009运输巷支护设计断面

Fig. 3 Support design sectional view of transport roadway

#### 4.2 应用效果分析

1) 巷道变形观测结果。7009运输巷掘进期间分别在距开口处428、513、608、855 m处设置了1、2、3、4号测站。巷道掘进时间长达1.5年,在此期间两帮最大移近量仅为127 mm,顶板最大下沉量为43 mm,底鼓量为42 mm,巷道变形量均在允许的范围之内。实践说明,通过采用高强锚网索耦合支护系统在控制顶底板及两帮变形效果比较明显。

表2 7009运输巷掘进和回采期间变形

Table2 Deformation of No. 7009 roadway during driving and recovery

项目	掘进影响期	掘进稳定期	回采影响期
两帮最大移近量/mm	121	127	66
两帮最大移近速率/(mm·d <sup>-1</sup> )	25	25	15
顶板最大下沉量/mm	38	45	45
顶板最大下沉速率/(mm·d <sup>-1</sup> )	9	9	10
底鼓最大量/mm	18	42	112
底鼓最大速率/(mm·d <sup>-1</sup> )	2	2	15

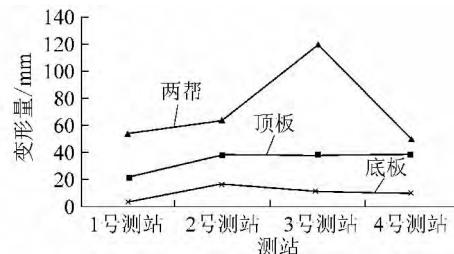


图4 掘进期间各测站最大变形量

Fig. 4 Maximum deformation of each measuring stations during driving

2) 回采期间的巷道变形情况观测。7009工作面回采时,在400 m的范围内布置了3个观测站。从巷道在回采期间的变形来看,主要以底鼓为主,最大底鼓量达到112 mm,为两帮移近量的2倍左右。回采支承压力影响范围在180~200 m,严重影响区域在80~100 m。

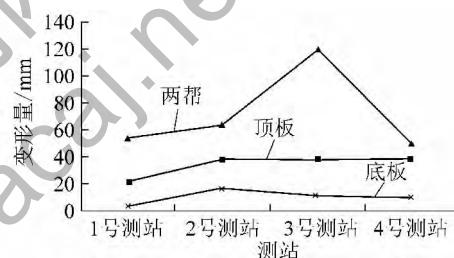


图5 回采期间各测站最大变形量

Fig. 5 Maximum deformation of each measuring stations during recovery

总体分析,该巷道经过初次来压和周期来压后,巷道变形量控制在允许范围内,能够满足工作面的开采和安全生产的需要。

#### 5 结语

姚桥煤矿中央采区深部煤巷在掘进和回采过程中,由于巷道两帮移近量大,底鼓严重,严重影响了综放工作面的正常开采和安全生产,笔者将中央采区7009运输巷作为试验示范工程,通过理论分析、数值模拟和现场试验表明,深部煤巷支护设计应体现“加强支护与适度让压”的原则,推广使用高强锚杆和锚索,提高锚杆、锚索预应力,实现与围岩的耦合支护,同时锚索对巷道关键部位进行约束,并且对底板进行控制,这种一体化控制巷道稳定的技术体系较好地实现了深部巷道的稳定,对大屯矿区深部煤巷稳定性治理具有重大指导意义。

#### 参考文献:

- [1] 勾攀峰,韦四江,张盛.不同水平应力对巷道稳定性的模拟研

- 究[J].岩石力学与工程学报 2010,27(2):143-148.  
Gou Panfeng,Wei Sijiang,Zhangsheng.Simulation of the stability of the roadway by different levels of stress [J].Journal of Rock Mechanics and Engineering,2010,27(2):143-148.
- [2] 王红胜,李树刚,张新志等.沿空巷道基本顶断裂结构影响窄煤柱稳定性分析[J].煤炭科学技术,2014,42(2):19-22.  
Wang Hongsheng,Li Shugang,Zhang Xinzhi,*et al.*The analysis of the stability of the coal pillar influenced the narrow coal pillar along the basic roof of the empty tunnel [J].Coal Science and Technology,2014,42(2):19-22.
- [3] 孙玉福.水平应力对巷道围岩稳定性的影响[J].煤炭学报,2010,35(6):891-896.  
Sun Yufu.Influence of Horizontal stress on stability of surrounding rock of roadway [J].Journal of China Coal Society,2010,35(6):891-896.
- [4] Fang Shulin,Zhang Jian.In-situ measure to internal stress of shotcrete layer in soft-rock roadway [J].International Journal of Coal Science & Technology,2014,1(3):321-328.
- [5] Kang Hongpu.Support technologies for deep and complex roadways in underground coal mines: a review [J].International Journal of Coal Science & Technology,2014,1(3):261-277.
- [6] 岳拥军,王丽.大埋深高应力条件下煤层巷道注浆加固技术[J].煤炭技术,2010,29(9):131-132.  
Yue Yongjun,Wang Li.Grouting reinforcement technology of coal seam under high stress condition [J].Coal Technology,2010,29(9):131-132.
- [7] Zheng Jiangtao,Ju Yang,Zhao Xi.Influence of pore structures on the mechanical behavior of low-permeability sandstones: numerical reconstruction and analysis [J].International Journal of Coal Science & Technology,2014,1(3):329-337.
- [8] 臧龙,谢文兵,荆升国等.孤岛煤柱下破碎软岩巷道支护技术研究[J].煤炭科学技术,2014,42(3):8-11,16.  
Zang Long,Xie Wenbing,Jing Shengguo,*et al.*Research on supporting technology of broken soft rock roadway under isolated island coal pillar [J].Coal Science and Technology,2014,42(3):8-11,16.
- [9] 孙晓明,郭志彪,蔡峰.深部泵房硐室群破坏原因及控制对策研究[J].煤炭工程,2009,5(5):28-30.  
Sun Xiaoming,Guo Zhibiao,Cai Feng.Damage Reasons and Control Countermeasures of deep pump houses [J].Coal Engineering,2009,5(5):28-30.
- [10] 林惠立,石永奎.深部构造复杂区大断面硐室群围岩稳定性模拟分析[J].煤炭学报,2011,36(10):1619-1623.  
Lin Huili,Shi Yongkui.Simulation on stability of surrounding rock of large section chambers in deep structural complex areas [J].Journal of China Coal Society,2011,36(10):1619-1623.
- [11] 孙闯,张向东,张建俊.深部断层破碎带竖井围岩与支护系统稳定性分析[J].煤炭学报,2013,38(4):587-594.  
Sun Chuang,Zhang Xiangdong,Zhang Jianjun.Stability analysis of vertical shaft surrounding rock and supporting system in deep fault fracture [J].Journal of China Coal Society,2013,38(4):587-594.
- [12] 冯志强,康红普,杨景贺.裂隙岩体注浆技术探讨[J].煤炭科学技术,2005,33(4):63-66.  
Feng Zhiqiang,Kang Hongpu,Yang Jinghe.Discussion on grouting technology for crack rock mass [J].Coal Science and Technology,2005,33(4):63-66.
- [13] 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,1998:102.
- [14] 王悦汉,陆士良.壁后充填对提高巷道支护阻力的研究[J].中国矿业大学学报,1997,26(4):1-3.  
Wang Yuehan,Lu Shiliang.Research on the Effect of Roadway Backfilling on the Raise of Support Resistance [J].Journal of China University of Mining and Technology,1997,26(4):1-3.
- [15] 宗义江,韩立军,郜建明.极破碎软岩巷道失稳机理与动态迭加耦合支护技术研究[J].采矿与安全工程学报,2013,30(3):355-362.  
Zong Yijiang,Han Lijun,Gao Jianming.Instability mechanisms and dynamic superposition coupling support in extremely fractured and soft rock roadway [J].Journal of Mining and Safety Engineering,2013,30(3):355-362.

(上接17页)

- [15] 赵明祥,龙志阳,杨永军.千米立井井筒与井塔平行施工技术[J].建井技术,2014,35(1):22-27.  
Zhao Mingxiang,Long Zhiyang,Yang Yongjun.Parallel construction technology of mine shaft sinking and mine shaft head frame in 1000m depth mine shaft [J].Mine Construction Technology,2014,35(1):22-27.
- [16] 龙志阳.低能耗深井凿井新装备[C].徐州:中国矿业大学出版社,2010:290-296.
- [17] 王雨寒,龙志阳.千米深井“三液联动”掘砌新装备的研制[J].建井技术,2011,32(1/2):29-31.  
Wang Yuhan,Long Zhiyang.Research and development on new equipment of “three hydraulic linking” heading and lining in 1000m depth mine shaft [J].Mine Construction Technology,2011,32(1/2):29-31.
- [18] 吴远迪,龙志阳,周志鸿.液压抓岩机回转运动机液耦合仿真分析[J].工程机械,2011,42(1):35-38.  
Wu Yuandi,Long Zhiyang,Zhou Zhihong,*et al.*Simulation analysis to hydro-mechanical coupling of rotation movement of a grab loader [J].Construction Machinery and Equipment,2011,42(1):35-38.
- [19] 吴远迪,龙志阳,周志鸿.抓岩机吊臂动力学分析[J].工程机械,2010,41(7):19-22.  
Wu Yuandi,Long Zhiyang,Zhou Zhihong.Dynamic analysis for hanging boom of a grab loader [J].Construction Machinery and Equipment,2010,41(7):19-22.
- [20] 王鹏越,张小美,龙志阳等.千米深井基岩快速掘砌施工工艺研究[J].建井技术,2011,32(1):26-28.  
Wang Pengyue,Zhang Xiaomei,Long Zhiyang,*et al.*Study on rapid excavation and lining construction technique for base rock section in 1000m depth mine shaft [J].Mine Construction Technology,2011,32(1):26-28.