

深井煤层巷道围岩控制技术及其试验研究

王卫军¹, 李树清¹, 欧阳广斌²

(1. 湖南科技大学 能源与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201; 2. 平顶山煤业集团公司四矿, 河南 平顶山 467000)

摘要: 分析深井煤层巷道围岩变形特征和支护失效的原因, 提出此类巷道的内外结构耦合平衡支护原理。对深井煤层巷道的围岩控制, 必须有较高强度的支护结构参与巷道开掘后围岩应力的调整过程, 减少围岩内部煤体强度损失。在巷道周围应尽快形成稳定内部承载结构, 这样才能缩小围岩塑性流动区的范围, 维护巷道的稳定。进行工业性试验, 取得较好效果。

关键词: 采矿工程; 深井; 煤层巷道; 围岩控制; 内结构; 外结构

中图分类号: TD 32

文献标识码: A

文章编号: 1000 - 6915(2006)10 - 2102 - 06

STUDY ON TECHNIQUE AND TEST OF SURROUNDING ROCK CONTROL OF DEEP SHAFT COAL ROADWAY

WANG Weijun¹, LI Shuqing¹, OUYANG Guangbin²

(1. College of Energy and Safety, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan, Hunan 411201, China;

2. The Fourth Mine, Pingdingshan Mining Group Company, Pingdingshan, Henan 467000, China)

Abstract: The deformation feature of deep shaft coal roadway is analyzed, and the reason for many kinds of support failures is studied. The coupling balance supporting principle of inner and outer structures is put forward for these roadways. For surrounding rock control of deep shaft coal roadway, it is necessary for the high strength supporting structure to take part in the redistribution of stresses in surrounding rock after excavation, so as to decrease the strength damage of coal. Thus the stable bearing structure can be formed rapidly around the roadway, and the area of plastic fluid zone of surrounding rock can be reduced. The industrial test shows that the supporting principle is correct.

Key words: mining engineering; deep shaft; coal roadway; surrounding rock control; inner structure; outer structure

1 引言

从现场发现, 深井煤巷(600~800 m 以下)的矿山压力显现有以下特点^[1-2]: (1) 巷道围岩初始变形速度大, 掘进后第 1 天两帮移近量达几十毫米。(2) 围岩变形持续时间长, 一般都要持续几个月甚至巷

道全封闭。(3) 在巷道开挖时发生高应力劈裂现象。巷道经常突然来压, 造成锚杆破断, 两帮和顶板可听到岩体破裂声音。(4) 与一般软岩巷道不同, 深井煤层巷道围岩变形具有明显的分层性, 一般情况下首先是两帮煤体被迅速挤出, 紧接着是强烈底鼓, 然后是顶板下沉。

从深井煤巷的矿山压力显现可知, 巷道开挖后

收稿日期: 2005 - 09 - 20; **修回日期:** 2005 - 11 - 11

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(50674045); 湖南省自然科学基金项目(04JJ3113)

作者简介: 王卫军(1965 -), 男, 博士, 1990年毕业于贵州工业大学采矿工程专业, 现任教授, 主要从事软岩、煤巷支护等方面的教学与研究工作。

E-mail: wjwang@hnust.edu.cn

集中应力峰值迅速向两帮煤体内部移动, 由于两帮煤体强度较低, 巷道围岩大范围松散破碎, 围岩应力场难以在短时间内通过自身的调节达到平衡。而浅部煤巷掘出后, 围岩应力也有一个调整过程, 应力峰值同样向两帮煤体内移动, 但应力场很快达到新的平衡。这是深部煤巷和一般煤巷的矿压相比而言显现出的不同特点。

长期以来, 国内外学者对软岩巷道的围岩控制进行了大量深入的研究, 提出了多种支理论, 如新奥法理论、松动圈理论、联合支理论、锚喷-弧板支理论等, 基本观点为: 对于软岩支护, 单纯加强支护刚度是难以奏效的, 要先柔后刚, 先让后抗, 柔让适度, 稳定支护。这些理论对软岩支护均起到重要的指导作用。然而, 由于原岩应力的增加, 深部巷道围岩的力学行为与浅部有较大的差别^[3], 经常发生因支护失效而导致巷道报废的现象。近年来, 深井煤层巷道支护技术一直在积极探索之中, 支护形式有锚喷、重型 U 型钢支架以及混凝土弧板等, 到目前为止, 还没有一种支护方法是十分成功的。实践证明, 简单沿用已有的软岩支理论难以解决深部煤层巷道的支护问题。在理论研究和现场试验的基础上, 本文提出了深井煤巷围岩控制的内、外结构耦合平衡支护原理。

2 深井煤层巷道支护原理

2.1 内、外承载结构稳定原理

对于一般的煤层巷道, 无论棚式或锚杆支护, 支护的对象是巷道四周松动破碎围岩, 也就是说巷道外部围岩是稳定的。现有的关于巷道支护的理论是基于这一假设之上的。如悬吊理论认为, 锚杆的作用是把巷道表面不稳定的岩体锚固在完整岩体上, 还有组合梁、组合拱理论也是针对破碎岩体的。

支护的目的主要是防止巷道表面附近破碎岩体垮落和蠕变变形。

由于深井煤层巷道围岩在高应力作用下形成较大的破碎区和塑性区, 相对而言, 其外部围岩是不稳定的, 应力峰值相对无限外移, 使得巷道围岩持续变形。因此, 深井煤巷支护的目的不能只是阻止破碎岩体垮落和蠕变变形, 而且还需限制围岩应力峰值的外移。

为此, 对深井巷道的围岩控制, 引入“内、外承载结构”的概念。“外结构”是指锚固体、注浆体及支架等巷道支护结构; “内结构”指巷道围岩应力峰值点附近, 以部分塑性硬化区和软化区煤岩体为主体组成的承载结构^[3, 4], 为主承载结构。当巷道围岩应力较低时, 巷道掘出后, 围岩经过短暂的应力调整, 形成稳定的内承载结构。当巷道位于深部时, 巷道掘出后, 在应力调整过程中, 围岩破碎区、塑性区迅速扩大, 内结构迅速内移(向围岩内部), 在内结构内移的过程中, 若没有外结构来调整应力场并达到新的平衡, 则内结构将持续内移, 直至巷道破坏形成平衡的应力场为止; 但是若外结构过早形成, 围岩应力场尚处在初期剧烈的调整阶段, 则外结构难以承受围岩应力场的作用而失稳, 达不到调整应力场和缩小围岩松动范围、维护巷道稳定的目的。因此, 外结构通过围岩应力场影响内结构的形成过程, 当外结构在强度、支护时间与内结构的形成实现耦合, 内结构就能较早形成, 巷道围岩才能稳定。

2.2 数值分析

以平顶山四矿己三采区西总回风下山为例。己三采区西翼总回风下山沿己₁₅煤层掘进, 沿顶破底。己₁₅煤层平均厚度 1.6 m, 煤质中硬; 直接顶为砂质泥岩, 厚 8.0 m, 直接底为砂质泥岩, 厚 7.5 m, 以下为己_{16、17}煤层, 厚度为 2.2 m。煤层及顶、底板岩层基本情况如表 1 所示。

表 1 己组煤层、顶底板力学性能及 X 衍射分析矿物成分定性定量表

Table 1 Mechanical property and mineral composition of floor, roof and coal seam

岩石名称	岩层层位	厚度/m	单轴抗压强度/MPa	抗拉强度/MPa	主要矿物成分
砂质泥岩	己 ₁₅ 顶板	8.0	35.11	2.32	高岭石<35%、伊利石>10%、石英<40%、其他矿物>15%
	己 ₁₅ 煤层	1.6	13.96	1.20	
砂质泥岩	己 ₁₅ 底板	7.5	34.50	2.29	高岭石>40%、伊利石>5%、石英<40%、其他矿物>15%
	己 _{16、17} 煤层	2.2	15.00	1.22	
泥岩	己 _{16、17} 底板	1.5	24.74	1.93	高岭石>30%、伊利石>10%、石英<40%、其他矿物>20%

考虑浅部、深部两个断面，标高分别为-50 和 -550 m(埋深 350 和 850 m)。采用 FLAC4.0 数值计算软件进行数值模拟。建立的几何模型尺寸为 60 m×60 m，网格为 120×120，模拟采用的本构模型为应变软化模型。图 1, 2 所示分别为无支护状态下埋深 350 和 850 m 断面的塑性区分布。图 3, 4 所示分别为两个断面黏聚力软化分布图^[5]。

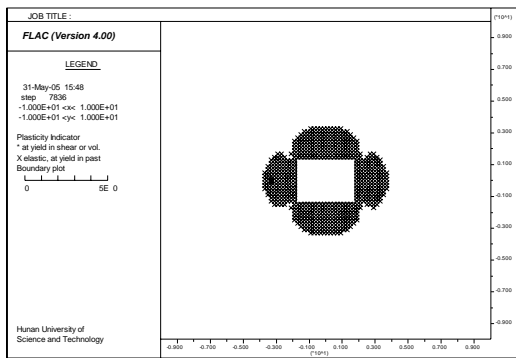


图 1 浅部巷道围岩塑性区分布
Fig.1 Plastic area distribution in surrounding rock around shallow roadway

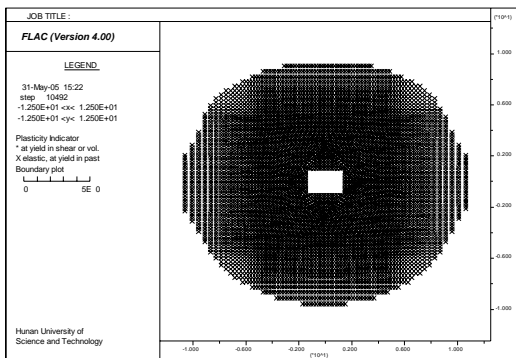


图 2 深部巷道围岩塑性区分布
Fig.2 Plastic area distribution in surrounding rock around deep roadway

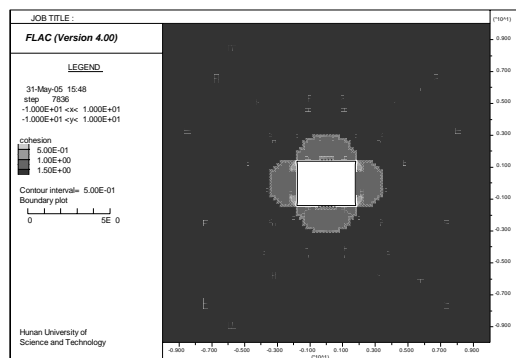


图 3 浅部巷道围岩应变软化区分布
Fig.3 Strain-softening region distribution in surrounding rock around shallow roadway

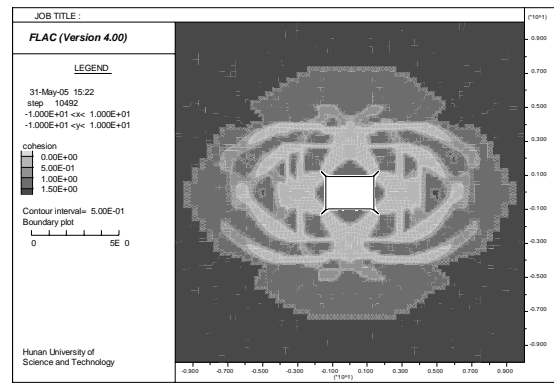


图 4 深部巷道应变软化区分布
Fig.4 Strain-softening region distribution in surrounding rock around deep roadway

由图 1~4 可知，在不支护的状态下，己三采区西总回风下山-550 m 处围岩塑性区远远大于 -50 m 处，相应地，应变软化区前者也远大于后者。体现了深部煤层巷道围岩应力峰值有无限外移的趋势。

图 5 所示为支护阻力与巷道两帮应力峰值的关系，由图 5 可知，支护阻力越高，巷帮围岩垂直应力峰值越低，且更靠近巷帮。支护阻力越低，巷帮围岩垂直应力峰值越高，且更远离巷帮。

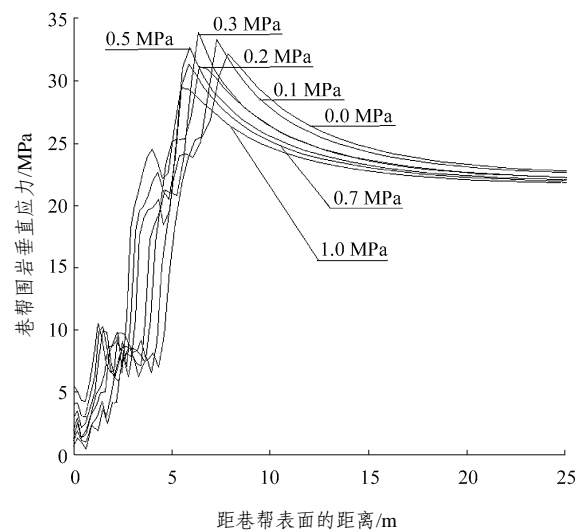


图 5 支护阻力与巷道两帮应力峰值的关系
Fig.5 Relationship of peak stress in sidewalls and supporting resistance

3 深井煤层巷道支护失效原因分析

从数值计算结果可知，若没有外结构或外结构支护阻力小，内结构就远离外结构，两个承载结构之间存在较大范围的破碎煤体，这个区域内煤体的

蠕变变形是深井煤巷维护困难的根本原因。

四矿戊九、己三采区采深已达到 900 m，支护方式包括工字钢、混凝土弧板、锚杆等，己三采区东翼总回风下山设计尺寸为 3.6 m×2.7 m(长×宽)，-500 m(埋深 800 m)以下产生强烈变形，掘出后 3 个月巷道尺寸变成 2.0 m×1.2 m(长×宽)甚至更小。巷道开挖后首先是两帮煤体快速鼓出、然后是底鼓和顶板下沉，巷道边掘边修，一直不能正常使用。其余几条巷道的变形情况也大致如此。总体而言，锚杆支护效果较好一些，混凝土弧板厚达 0.5 m，仍然被压断，修复十分困难，而工字钢支架的巷道从未停止过修理。

从内外结构耦合平衡分析，工字钢、混凝土弧板形组成的外结构，未及时参与围岩应力场调整过程，支架受力前围岩内已形成较大的破碎区和塑性区，在时间上未与外结构的形成实现耦合，支架是在围岩的蠕变压力作用下破坏的。而锚杆支护形成的外结构，及时参与了围岩应力场的调整过程，但在支护强度上未与内结构的形成实现耦合，同样不能有效维护巷道的稳定。图 6、7 分别为锚杆支护和工字钢支护巷道两帮深基点位移曲线。

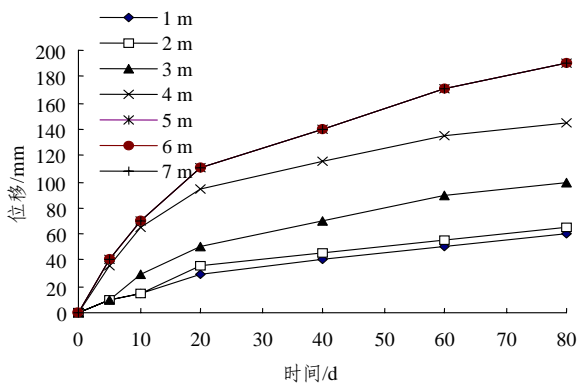


图 6 锚杆支架巷道两帮深基点位移曲线

Fig.6 Displacement of deep base point for roadway supported by bolt

由图 6 可知，煤帮的位移主要发生在 2 和 5 m 基点之间，5~7 m 基点的位移曲线是重合的，说明这 3 个基点之间没有发生相对位移，而 1 和 2 m 基点之间在前 5 d 没有发生相对位移，在整个变形过程中，这两个基点之间发生的位移较小，只有 10~15 mm，主要是这两个基点均位于锚固范围内。

由图 7 可知，煤帮的位移主要发生在 1~6 m

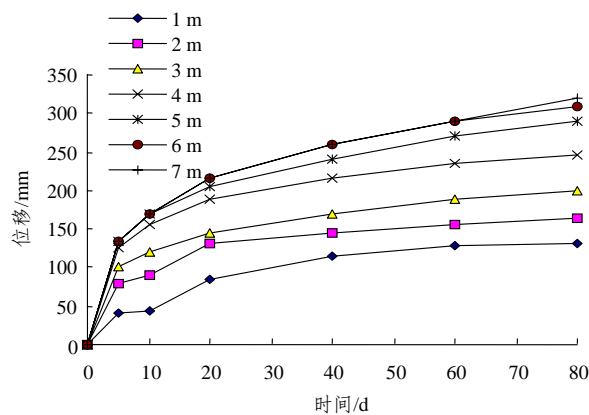


图 7 工字钢支架巷道两帮深基点位移曲线

Fig.7 Displacement deep base point of for roadway supported by I-shaped steel

基点之间，6 和 7 m 基点的位移曲线是重合的，说明这两个基点之间没有发生相对位移，从 1~7 m 基点两两之间的相对位移逐渐减小，在前 5 d，5~7 m 基点间没有发生相对位移，然后，逐渐产生位移，说明了两帮煤体内裂隙由外向里的发育过程。

由图 6、7 可知，工字钢支架的巷道的变形量约为锚杆支护变形量的 1.5 倍。产生裂隙的区域前者比后者大 1 m 左右，说明锚杆支护时，外结构参与了应力场的调整，对内结构的形成产生了较大的作用。因此，巷道变形量相对较小。

4 工程实践

4.1 工程概况

本次试验选在己三采区总回风下山，试验巷道断面为矩形，断面尺寸为 3.6 m×2.7 m(长×宽)，围岩赋存状况及力学参数已如前述。

原支护参数：顶板采用 6 根 $\phi 20 \text{ mm} \times L2 100 \text{ mm}$ 的左旋螺纹钢锚杆支护，两帮锚杆规格与顶板相同，每帮为 4 根，锚杆间排距为 750 mm×700 mm(长×宽)，铺设钢筋梯子梁，锚索加强支护，排距 1.4 m，采用“五花”布置。

4.2 支护方案的确定

根据深部煤层巷道的变形特征和围岩控制原理，确定巷道支护方案如下：

新方案支护：分 3 个步骤——锚网、喷浆、注浆。

锚网：顶板采用 7 根 $\phi 22 \text{ mm} \times L2 400 \text{ mm}$ 的左旋螺纹钢锚杆支护，两帮锚杆规格与顶板相同，每

帮为 5 根, 锚杆间排距为 600 mm×700 mm(长×宽), 铺设钢筋梯子梁, 锚索加强支护, 排距 1.4 m, 每排 2 根, 锚网支护在割煤后立即进行。

喷浆: 锚杆支护完成后, 在巷道两帮、底板和顶板喷射水泥砂浆厚 30~50 mm, 一是由于顶、底板含高岭石、伊利石等遇水膨胀软化矿物, 需封闭围岩; 二是为下一步注浆做准备。

注浆: 由于加大支护强度后, 顶板的变形基本得到控制, 因此, 注浆主要针对两帮和底角, 注浆材料选用高水速凝材料。根据深基点观测煤体内裂隙发育情况, 注浆滞后锚网支护 15 d 进行。注浆孔长度为 4 m, 排距 1.4 m, 注浆孔布置如图 8 所示。

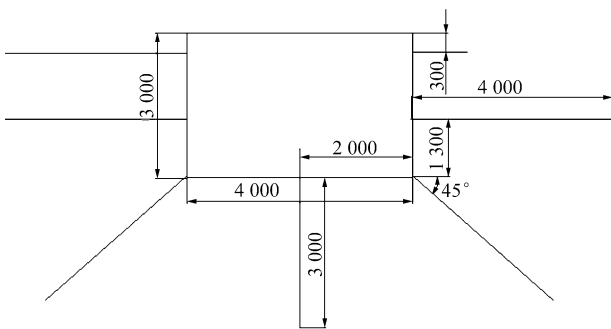


图 8 注浆孔布置图(单位: mm)
Fig.8 Grouting hole distribution(unit: mm)

4.3 监测结果及分析

4.3.1 监测结果

己三采区总回风巷从 2003 年 10 月开始施工, 到 2004 年 4 月, 掘进巷道 880 m。进行了顶板离层、两帮深基点、表面位移、锚杆锚固力等多项参数的测定。整个巷道顶板离层在 15 mm 以内, 锚杆锚固力为 5~10 kN, 表面位移设有 16 个测站, 断面收缩率均在 10% 以内。较有代表性的深基点 2# 测站、表面位移 8# 测站位移曲线如图 9, 10 所示。

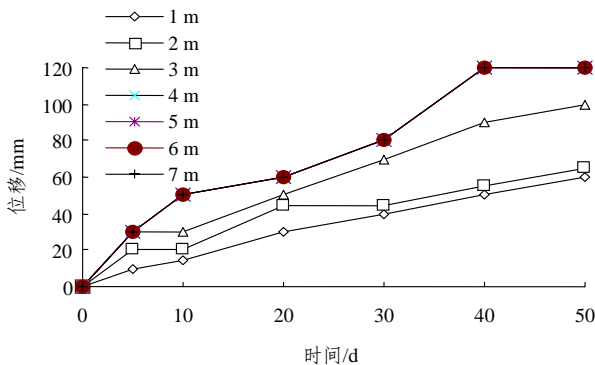


图 9 深基点 2# 测站位移曲线

Fig.9 Displacement of observing point No.2 for deep base point

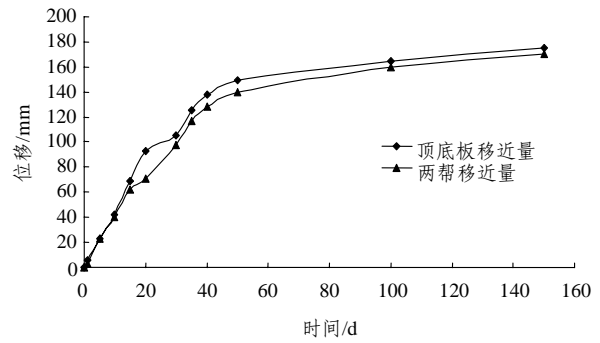


图 10 表面位移 8# 测站巷道位移曲线
Fig.10 Displacement of observing point No.8 for roadway surface

4.3.2 监测结果分析

(1) 深基点监测结果分析

巷帮位移总量为 118 mm, 4~6 m 基点的位移曲线是重合的, 巷帮裂隙主要发生在 1# 和 4# 基点之间, 说明在 4# 基点以外形成了稳定的外结构, 注浆后第 40 天, 煤体内部裂隙发育基本停止。

(2) 表面位移监测结果分析

8# 测站在巷道注浆前 15 d 开始观测, 从第 1~15 天, 顶底板移近量为 85 mm, 移近速度为 5.67 mm/d, 两帮移近量为 117 mm, 移近速度为 7.8 mm/d; 从注浆后第 5 天开始, 各项变形速度均显著下降, 从第 15~50 天, 顶底板移近量为 27 mm, 移近速度为 0.77 mm/d, 两帮移近量为 35 mm, 移近速度为 1 mm/d; 此后, 巷道变形趋于稳定, 第 120 天, 顶、底板移近量为 136 mm, 两帮移近量为 152 mm。巷道掘进净断面为: 宽 4.34 m, 高 2.80 m; 收缩后稳定断面为: 宽 4.26 m, 高 2.664 m, 断面收缩率为 5.9%。

5 结 论

(1) 深井煤层巷道由于其围岩分层性明显, 其矿压显现不同于一般巷道。在高应力作用下, 巷道首先从两帮开始, 两帮煤体被迅速挤出, 并形成较大范围的破碎区和塑性区。然后开始底鼓和顶板下沉, 巷道围岩持续流变。

(2) 控制深井煤巷围岩的稳定, 支护结构即外结构须及时参与围岩应力场的调整过程, 才能在较短时间内形成稳定的主承载结构即内结构。

(3) 棚式支护由于难以及时参与围岩应力场的调整, 内结构无限内移, 在围岩内形成较大的破碎区和塑性区, 巷道的稳定性难以维护。而锚杆加注

浆支护, 可改变破碎围岩的力学参数, 提高其承载能力, 及时参与围岩应力场调整, 能在短时间内在巷道周围形成稳定的内结构, 较好地维护巷道的稳定。

(4) 关于外结构支护强度、支护时间对内结构形成过程的影响, 还有待于进一步深入的研究。

参考文献(References):

[1] 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.(Hou Chaojiong, Guo Lisheng, Gou Panfeng. Coal Roadway Anchor Supporting[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 1999.(in Chinese))

[2] 王卫军, 侯朝炯. 沿空巷道底鼓力学原理及控制技术的研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(1): 69 - 74.(Wang Weijun, Hou Chaojiong. Study on mechanical principle and control technique of

floor heave in roadway driven along next goaf[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(1): 69 - 74.(in Chinese))

[3] 何满潮, 景海河, 孙晓明. 软岩工程力学[M]. 北京: 科学出版社, 2002.(He Manchao, Jing Haihe, Sun Xiaoming. Engineering Mechanics of Soft Rock[M]. Beijing: Science Press, 2002.(in Chinese))

[4] 勾攀峰, 汪成兵, 韦四江. 基于突变理论的深井巷道临界深度[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(24): 4 137 - 4 141.(Gou Panfeng, Wang Chengbing, Wei Sijiang. A study on the critical depth of deep entry with catastrophe theory[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(24): 4 137 - 4 141.(in Chinese))

[5] 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.(Li Shuqing, Wang Weijun, Pan Changliang. Numerical analysis of support structure of rock around deep roadway[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2006, 28(3): 377 - 381.(in Chinese))

(上接第 2064 页)

本刊 2006 年增刊 1 被 EI 收录论文(114 篇, 收录率为 100%)题录

No.	论 文 题 目	作 者 名	页 码
61	裂隙岩体渗透张量的对称性证明及主渗透性推导	钟启明 陈建生 陈 亮	2 997 - 3 002
62	新型滑动最小二乘技术的实现及其在无网格法中应用	张延军 王恩志	3 003 - 3 008
63	煤层采动底板破坏规律动态观测研究	张平松 吴基文 刘盛东	3 009 - 3 013
64	端锚可回收锚杆锚固段力学特征研究	孙玉宁 周鸿超 宋维宾	3 014 - 3 021
65	云应盐矿盐岩蠕变特性试验研究	陈 锋 李银平 杨春和等	3 022 - 3 027
66	多孔介质流 - 固 - 热三场全耦合数学模型及数值模拟	盛金昌	3 028 - 3 033
67	极软岩隧洞的设计与施工	赵长海 周小兵 贺建国等	3 034 - 3 039
68	循环加、卸载条件下岩石类材料变形特性的实验研究	许 江 鲜学福 王 鸿等	3 040 - 3 045
69	锚杆抑制临空结构面扩展的试验研究	伍佑伦 王元汉 古德生	3 046 - 3 050
70	地下厂房岩壁吊车梁施工与运行期全过程数值仿真分析	曾 静 盛 谦 杨昌定	3 051 - 3 056
71	四车道公路隧道动态施工力学研究	吴梦军 黄伦海	3 057 - 3 062
72	概率论方法在云岭隧道围岩分类中的应用研究	付正飞 张世飙 郭 刚等	3 063 - 3 068
73	V 型河谷区原地应力测量研究	李 宏 安其美 王海忠等	3 069 - 3 073
74	两层双柱岛式地铁车站结构水平向非线性地震反应分析	庄海洋 陈国兴 胡晓明	3 074 - 3 079
75	动扭剪荷载作用下粉煤灰动力特性试验研究	李 振 骆亚生 邢义川	3 080 - 3 086
76	坝体与坝基材料参数的薄层单元有限元反分析	杨 杰 吴中如 顾冲时等	3 087 - 3 092
77	绿片岩蠕变损伤本构关系研究	徐卫亚 周家文 杨圣奇等	3 093 - 3 097
78	岩石渗透试验瞬态法的水动力学分析	王旭升 陈占清	3 098 - 3 103
79	盐岩短期强度和变形特性试验研究	刘 江 杨春和 吴 文等	3 104 - 3 109

(下转第 2127 页)