

文章编号: 1000-7598(2010)10-3273-07

煤矿深部巷道破裂围岩非线性大变形及支护对策研究

刘泉声^{1,2}, 卢兴利¹

(1.中国科学院武汉岩土力学研究所 岩土力学与工程国家重点实验室, 武汉 430071; 2.山东科技大学 土木建筑学院, 山东 青岛 266510)

摘要: 针对淮南矿区顾北煤矿-648 m 水平南翼回风大巷围岩处于破裂状态, 且表现出强烈非线性力学现象的特点, 采用离散元计算软件 UDEC, 分析其变形破坏过程及非线性大变形机制, 并在此基础上提出应用分步联合支护的技术方案进行支护, 进而通过数值模拟与现场监控量测相结合的方法进行分析验证。结果表明, 破裂围岩开挖后的变形破坏过程是一个渐近发展的过程, 局部关键块体的垮落或滑移是导致其他部位失稳和巷道产生非线性大变形的的主要原因; 分步联合支护技术能实现巷道的长期稳定性, 是一种有效控制深部巷道破裂围岩非线性大变形的支护型式。

关键词: 煤矿深部巷道; 破裂围岩; 关键块体; 离散元法; 非线性大变形; 分步联合支护

中图分类号: TD 325

文献标识码: A

Research on nonlinear large deformation and support measures for broken surrounding rocks of deep coal mine roadway

LIU Quan-sheng^{1,2}, LU Xing-li¹

(1. State Key Laboratory of Geomechanics and Geotechnical Engineering, Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Wuhan 430071, China; 2. College of Civil Engineering and Architecture, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266510, China)

Abstract: Considering the broken status and the characters of strong nonlinear mechanical phenomenon of surrounding rocks at horizontal return airway in south of Gubei coal mine in Huainan mining area with a depth of 648m below, the deformation & damage process and nonlinear large deformation mechanism are studied by the universal distinct element code (UDEC). Based on the above research, the stepped combined support method is adopted. Through numerical simulation and field monitor measuring, the support method is analyzed and veriflicated. It is concluded that the deformation and damage process of broken surrounding rocks is gradual, after excavation. The main reason for nonlinear large deformation of roadway and destabilization of some parts is the collapse or sliding of local key blocks. Meanwhile, the long term stability of roadway can be ensured with the stepped combined support method. This support method is an effective method to control nonlinear large deformation of broken surrounding rocks of deep roadway.

Key words: deep mine roadway; broken surrounding rocks; key blocks; discrete element method; nonlinear large deformation; stepped combined support

1 引言

深部岩体处于复杂的地质环境中, 高地应力、高地温、高渗透压以及强时间效应, 使得深部岩体的组织结构、基本行为特征和工程响应与浅部岩体相比均发生了根本性变化。具体体现为在浅部表现为坚硬稳定的围岩, 在深部一般都表现出显著的软岩特征。对深部巷道而言, 由于存在着高赋存地应

力和围岩体低强度之间的突出矛盾, 巷道开挖后造成的应力集中和应力重分布将导致很大范围内的围岩进入峰后破裂碎胀状态^[1-3]。因此, 深部巷道围岩多为破坏后的裂隙岩体或破裂块体, 采用的各种支护结构与支护方式也主要用来限制破裂岩体的大变形。然而, 由于支护机制没有搞清楚, 长期以来深部地下工程支护设计还主要依靠工程经验来进行, 已有的理论分析方法也大多局限于圆形洞室在

收稿日期: 2010-04-08

基金项目: 中国科学院知识创新工程重要方向项目 (No. kzcx2-yw-152); 国家自然科学基金重点项目 (No. 90510019)。

第一作者简介: 刘泉声, 男, 1962 年生, 博士, 研究员, 博士生导师, 主要从事岩石温度效应、裂隙岩体温度-水力-应力耦合分析、地下工程稳定性分析及岩土工程加固技术等方面的教学与研究工作。E-mail: liuqs@whrsm.ac.cn

静水压力条件下的解析解, 且很难全面考虑支护结构对围岩体的加固作用^[4-8]。近年来, 一些学者^[9-12]借助于有限单元法、有限差分法等连续介质数值模拟方法, 对其支护机制及相应支护对策进行了大量研究, 并已得到一些有价值的成果。但由于深部破裂围岩多为被结构面切割而成的镶嵌块体, 具有非线性、非连续变形特征^[13], 因此采用以小变形假设为前提的连续介质力学方法来研究, 既与实际工程围岩普遍处于破裂状态的情况严重不符, 也无法模拟破裂围岩的非线性大变形力学特性。而基于离散单元法发展而来的 UDEC (universal distinct element code) 软件目前已广泛应用于采矿工程、隧洞工程、边坡工程等方面。与传统有限单元和有限差分法等软件相比, 其优越性在于能够较好地表征岩体几何非连续特征及模拟节理裂隙的张开、块体滑移、旋转、垮落等大位移、大变形分析。

本文结合淮南顾北煤矿深部岩巷支护试验研究, 采用离散元数值模拟与现场监控量测相结合的方法分析研究该类巷道非线性大变形机制及支护设计方案, 以期今后开展的类似工程提供有益参考。

2 破裂围岩非线性大变形机制分析

2.1 工程地质条件分析

淮南顾北煤矿-648 m 水平围岩以炭质泥岩、砂质泥岩及弱胶结的粉砂岩为主, 属于大规模松软围岩。井底车场自开始建设时起, 巷道就不断产生大变形而破裂失稳, 衬砌破坏严重, 底臃变形大, 因而不需多次重复返修巷道, 从而大大延长了建设周期, 增加了工程投资。为了从根本上解决该矿-648 m 水平巷道围岩稳定控制和支护的技术难题, 选择-648 m 南翼回风大巷作为试验巷道进行现场支护试验。

整个南翼回风大巷全长约 2 000 m, 区域地质条件复杂, 围岩裂隙、层理发育, 且其中有一段需要穿过 F92 大断层, 该断层附近又次生有 4 条小断层, 断层带岩层被切割得非常破碎, 自稳能力极差, 支护难度很大。由于是新建巷道, 在其中选择一定长度的试验段进行支护试验研究, 为使成果具有针对性和代表性, 试验段位于 F92 断层及其次生断层的影响带内。

通过岩体结构面现场地质调查, 可确定巷道横断面上主要存在两组节理, 其中一组节理倾角为 120°, 间距为 0.8 m; 另一组倾角约 50°, 间距为 0.5 m。同时, 地应力测试结果显示, 该处垂直主应力为 17.7~17.8 MPa, 最大水平主应力为 19.1~

20.2 MPa, 侧压力系数平均为 1.10, 整体属高地应力场区。

2.2 岩体本构关系

为分析深部巷道破裂围岩变形破坏过程及非线性大变形机制, 本文采用离散元数值分析软件 UDEC4.0^[14]进行数值模拟计算。UDEC 是 Itasca 公司推出的二维离散单元软件, 在该软件中岩体被视为裂隙节理切割并处于镶嵌状态的碎裂块体, 且块体和节理材料分别服从自身的应力-应变本构关系。其中块体代表岩石材料, 它可以是刚体, 也可以是变形体, 而块体边界则代表节理结构面。若块体是可变形的, 则块体进一步划分为三角形常应变有限差分网格, 计算时通过运动微分方程的数值积分获得三角有限变形区上各个节点的位移增量, 然后依据块体材料模型, 得到块体内的应力值。

(1) 可变形块体模型

由于岩土类材料的抗拉强度远不及其抗压强度, 因此, 本文可变形块体材料采用了考虑抗拉强度的 Mohr-Coulomb 弹塑性本构模型, 即当块体承受的拉应力超过其抗拉强度时, 块体发生拉破坏。其在应力空间的表示见图 1。

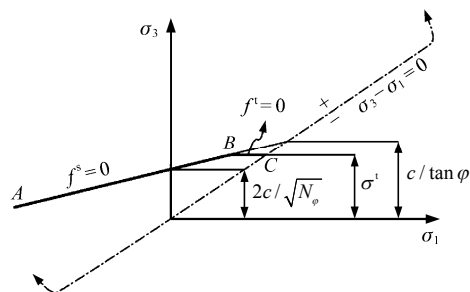


图 1 UDEC 中的 Mohr-Coulomb 屈服准则
Fig.1 Mohr-Coulomb failure criterion in UDEC

图 1 中 A 到 B 由 Mohr-Coulomb 屈服函数 f^s 定义为

$$f^s = \sigma_1 - \sigma_3 N_\phi + 2c\sqrt{N_\phi} \quad (1)$$

式中: ϕ 为内摩擦角; c 为黏聚力; $N_\phi = (1 + \sin \phi) / (1 - \sin \phi)$ 。

BC 段由拉应力屈服函数 f^t 定义为

$$f^t = \sigma^t - \sigma_3 \quad (2)$$

式中: σ^t 为抗拉强度。

(2) 节理材料模型

UDEC 软件提供了几种节理材料模型, 如点接触库仑滑移模型、面接触库仑滑移模型、连续屈服模型等, 其中面接触库仑滑移模型最适于地下工程

岩体的开挖模拟，通常的节理张开、剪切屈服及剪胀效应在此模型中都能实现。

节理面接触行为以弹簧-滑块来模拟，根据应力-位移关系，其作用力分为法向应力和切向应力。

法向应力作用在节理的法向方向，假设其应力-位移关系是线性，且由法向刚度系数 K_n 控制，则

$$\Delta\sigma_n = -K_n \Delta u_n \quad (3)$$

式中： $\Delta\sigma_n$ 为法向应力增量； Δu_n 为法向位移增量。

式 (3) 中，若节理面法向应力 σ_n 小于节理抗拉强度时（拉为负，压为正），则 σ_n 置于 0，表明节理面发生拉破坏。

切向应力作用在节理的平行方向，大小由切向刚度系数 K_s 控制，且有最大切向应力值 $\tau_{\max}$ 的限制，其切向应力与位移的关系可分为两个线段来描述：

$$\tau_{\max} = c + \sigma_n \tan \varphi \quad (4)$$

当 $|\tau_s| \leq \tau_{\max}$ 时，有：

$$\Delta\tau_s = K_s \Delta u_s^e \quad (5)$$

当 $|\tau_s| \geq \tau_{\max}$ 时，有：

$$\Delta\tau_s = \text{sign}(\Delta u_s) \tau_{\max} \quad (6)$$

式中： Δu_s^e 为弹性切向位移增量； Δu_s 为总切向位移增量。

2.3 计算模型

根据上述工程地质概况建立如图 2 所示的数值计算模型。该计算模型特点如下：

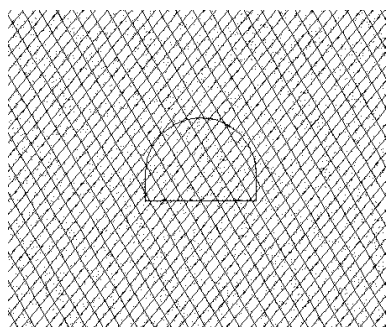


图 2 数值计算模型

Fig.2 Numerical calculation model

(1) 巷道断面形式为直墙半圆拱，其中直墙高为 1.5 m，拱高为 3.0 m，净宽为 6.0 m。计算模型几何尺寸为 66 m×45 m，共有 7 266 个块体、41 558 个单元以及 49 400 个节点。

(2) 试验段巷道岩层主要为节理发育的弱胶结粉砂岩，根据相关测试研究报告，岩层块体参数和节理面物理力学参数取值见表 1、2。

表 1 岩层块体物理力学参数

Table 1 Physico-mechanical parameters of rock in calculation

体积模量	剪切模量	内摩擦角	黏聚力	抗拉强度
/ GPa	/ GPa	/ (°)	/ MPa	/ MPa
19	15	32	3	2.5

表 2 节理面物理力学参数

Table 2 Mechanical parameters of joint in calculation

节理法向刚度	节理切向刚度	节理内摩擦角	节理黏聚力	节理抗拉强度
/ (GPa/m)	/ (GPa/m)	/ (°)	/ MPa	/ MPa
12	1.2	10	0	0

(3) 模型边界条件为：左右两侧面水平方向固定，底部边界垂直向上固定，上边界为应力边界，施加的初始地应力为 17.7 MPa（巷道所处理深的地应力水平），水平向侧压力系数为 1.1，水平地应力为 19.5 MPa。

(4) 模拟计算过程为：首先，使模型在原岩应力状态下达到平衡状态，然后开挖巷道。

2.4 模拟结果分析

以下是在开挖无支护条件下的洞室围岩稳定性分析，目的是为了了解开挖后围岩应力、应变调整状态以及确定最佳支护部位。图 3 为破裂块体的跨落与滑移示意图，图 4 为不同计算时步下巷道围岩塑性区分布图，图 5 则为巷道开挖后主应力分布图。表 3 给出了不同计算时步下巷道各特征点位移值。

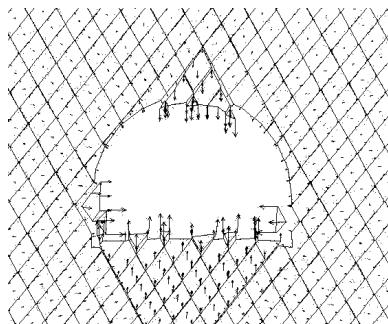


图 3 破裂块体的跨落与滑移

Fig.3 Collapse and sliding of broken rock

由图 3、4 可知，原来处于镶嵌状态的破裂块体，由于巷道开挖后应力的解除，巷道顶板、底板及两侧边墙局部块体（即所谓的关键块体^[15]）首先产生垮落或滑移，形成以张拉破坏为主的破坏区，是巷道最不利部位，应为支护设计关注的重点，而应力集中区域则主要分布在巷道左右拱肩及两侧底角，其破坏型式以剪切破坏为主。受破裂面倾角影响，左侧拱肩及右边底角处应力集中程度尤为严重（见

图 5)。随计算时步的增加,塑性区范围逐渐向深部扩展,以剪切破坏为主的破坏区域明显增多,同时伴随着巷道变形量的持续增长(见表 3)。由此可见,巷道开挖后的变形破坏过程是一个渐近发展的过程,局部关键块体的垮落或滑移,将导致其他部位失稳。因此,只有对深部巷道破裂围岩关键块体采取及时、合理的支护措施,才能有效确保巷道围岩的稳定性。

3 支护对策及设计方案

3.1 支护对策

根据上述对巷道地质条件和非线性大变形机制的综合分析,拟定了分步联合支护设计方案,即采用钢筋网喷射混凝土+高强预应力锚杆+预应力锚索为一次支护,U 型钢支架+注浆为二次支护(见图 6)。

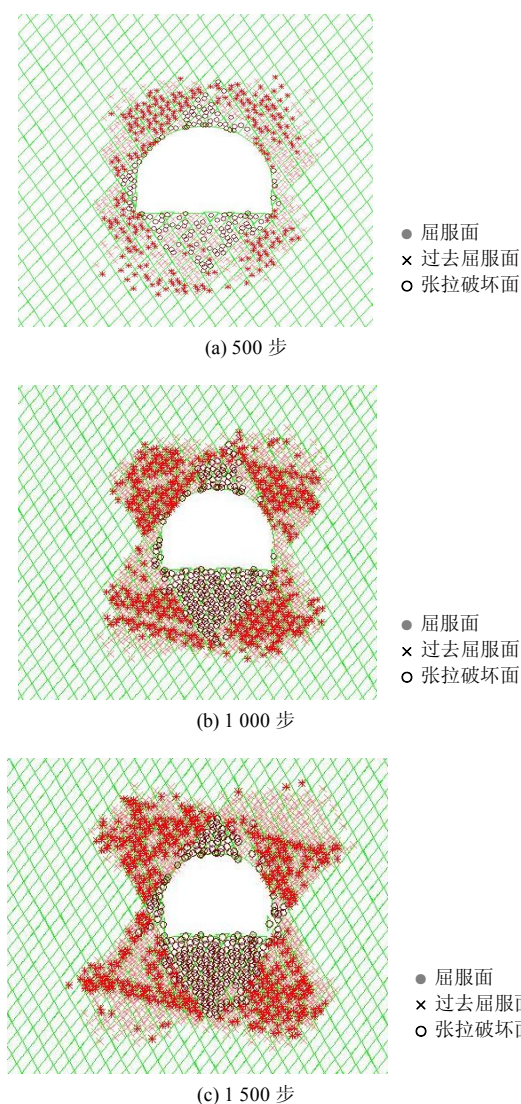
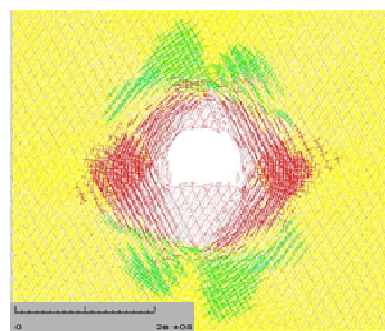
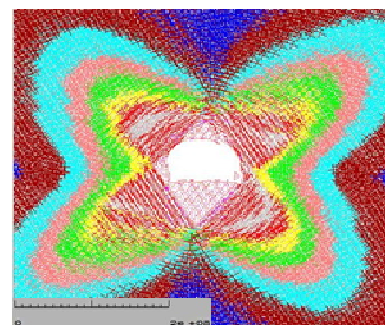


图 4 不同计算步数下巷道围岩塑性区分布图
Fig.4 Distributions of plastic zones at different calculation steps



(a) 最大主应力分布图



(b) 最小主应力分布图

图 5 巷道开挖后主应力分布图

Fig.5 Distributions of principal stresses around tunnel after excavation

表 3 不同计算时步巷道特征点计算位移值

Table 3 Calculated displacements at four feature points under different steps

计算时步	特征点位移/mm			
	顶板沉降	底板隆起	左帮侧移	右帮侧移
500	24.9	46.6	29.2	31.6
1 000	41.3	101.0	46.7	46.9
1 500	53.0	190.0	60.7	67.2
2 000	61.3	252.0	66.4	75.2

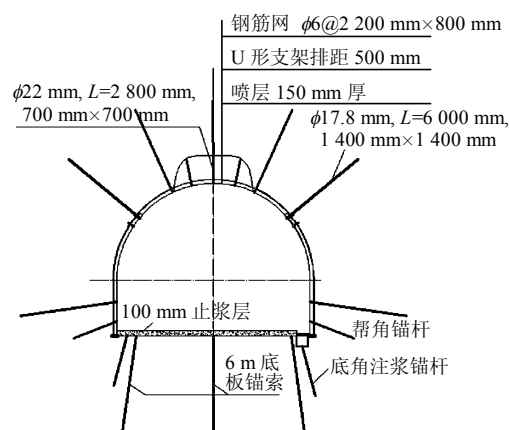


图 6 支护设计布置图

Fig.6 Layout of support design

其设计的主要原则是:

(1) 巷道开挖后在最短时间内最大限度地恢复巷道自由面上的径向应力,改善因巷道开挖导致劣

化的近表围岩的应力状态, 限制围岩沿巷道自由面或结构面径向的张开变形。

(2) 全断面锚杆支护, 并在顶、底板处、拱肩及两侧边墙采用高强或超高强锚索支护增强围岩, 以提高围岩抗剪强度, 调动深部围岩承载能力, 达到限制关键块体沿潜在破裂滑移面滑移的目的。

(3) 采取打帮角锚杆以及底角注浆锚杆的方式, 减弱该处围岩的应力集中程度, 避免帮角过早破坏而引起巷道两帮与底板的较大变形, 以有效防止底臌或减小底臌量。

(4) 对破裂区围岩进行固结, 恢复提高围岩的完整性和整体强度, 并配合锚网索支护, 扩大支护结构有效承载圈范围。

(5) 根据监测结果, 判断施工方案的合理性, 指导后续施工。

3.2 支护参数设计

(1) 巷道开挖后, 尽快在巷道表层喷射 50 mm 厚的混凝土层封闭围岩, 以防止围岩风化和表面危岩跨落, 喷射混凝土强度等级为 C20。

(2) 金属网采用 $\phi 6$ mm 的钢筋制成, 网格尺寸为 100 mm $\times$ 100 mm, 每片尺寸 2 200 mm $\times$ 800 mm。

(3) 高强预应力锚杆: 材料采用建筑 IV 级螺纹钢, 等强螺纹, 左旋无纵筋杆体, 直径为 $\phi 22$ mm, 长度为 2 800 mm, 间排距为 700 mm $\times$ 700 mm, 梅花形布置, 采用树脂锚固剂端锚, 锚固段长度不小于 1 800 mm, 预应力不小于 50 kN。同时, 在两帮墙脚向上 0.2~0.3 m 处各增加一根俯角为 45° 并倾斜向下的帮角锚杆。

(4) 高强预应力锚索: 锚索规格为 $\phi 17.8$ mm $\times$ 6 000 mm, 间排距为 1 400 mm $\times$ 1 400 mm, 垂直于巷道轮廓线布置, 预应力不小于 100 kN。

(5) 巷道顶帮采用 29U 型钢支架, 支架间距为 500 mm, 采用传统卡子连接, 地面预制, 井下装配。支架后适当充填碎石, 以使支架受力均匀, 尽快发挥支护作用。

(6) 支架安装完毕后, 在巷道表层喷射 100 mm 混凝土, 起封闭作用。

(7) 全断面注浆。

首先进行浅孔注浆, 注浆参数为: 注浆管长为 500 mm, 注浆孔长 1 000 mm, 其排距为 5 000 mm, 每断面布置 5 根, 注浆压力为 2.5 MPa。待浅孔注浆形成强度后, 再进行深孔注浆, 注浆参数为: 注浆孔长度为 2 000 mm, 注浆锚杆长度为 1 800 mm, 排距为 2 000 mm, 封孔长度为 400~500 mm, 注浆压力为 3.5 MPa, 共布置 12 根深孔注浆锚杆。底角

注浆锚杆选用直径为 48 mm 的无缝钢管制备, 其余注浆管和注浆锚杆采用外径为 27 mm 无缝钢管制备。

3.3 支护结构仿真模拟

对上述分步联合支护设计方案进行计算机仿真模拟, 以论证该支护方案的可行性, 其相应计算模型如图 7 所示。在计算时锚杆(索)用 Cable 单元模拟, U 型钢支架用 Struct 单元模拟, 而钢筋网、初喷混凝土以及全断面注浆对围岩的加固作用则作为安全储备而不予考虑, 整个系统在运行 12 000 步后达到平衡状态。

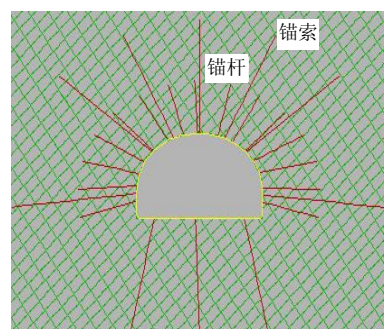
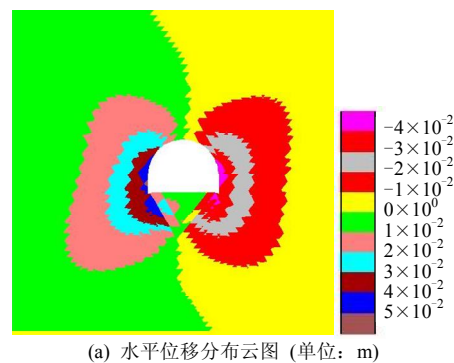


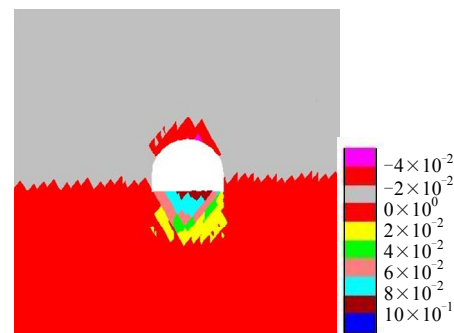
图 7 支护情况下数值计算模型

Fig.7 Numerical calculation model reinforced by support

图 8 为采用锚网索支护后围岩体内水平及垂直位移分布云图。



(a) 水平位移分布云图 (单位: m)



(b) 垂直位移分布云图 (单位: m)

图 8 巷道支护后位移分布云图

Fig.8 Distribution nephogram of displacements after reinforced by support

图 9、10 分别为巷道周边塑性区和主应力分布图。比较上述图形说明,采用该支护方案后,巷道围岩变形得到了有效控制,其水平相对收敛位移为 80~100 mm,顶板位移量为 20~40 mm,底量为 100~120 mm,且未出现块体垮落或滑移。另外,巷道周边应力分布状态明显改善,应力集中的程度、区域和塑性区分布范围均较支护前明显减小,表明支护结构已充分起到了对浅部围岩的控制作用。

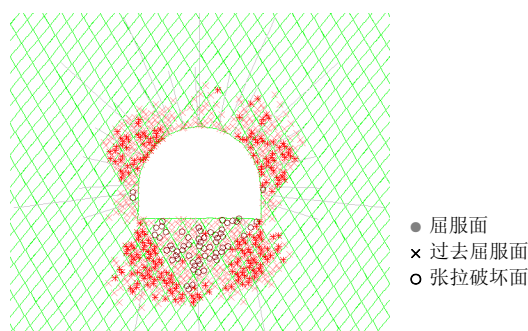
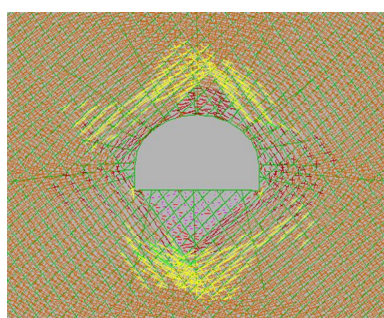
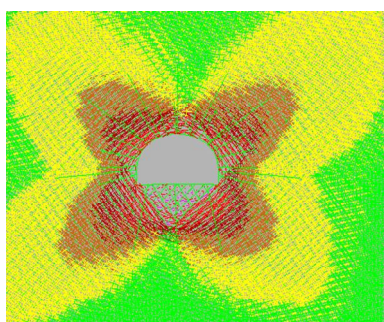


图 9 巷道支护后塑性区分布图
Fig.9 Distribution of plastic zones after reinforced by support



(a) 最大主应力分布图



(b) 最小主应力分布图

图 10 巷道支护后周边主应力分布图
Fig.10 Distributions of principal stresses after reinforced by support

3.4 支护效果

现场采用该支护方案后,为检验支护效果,完善、优化设计方案,故在试验段设置了若干监测断

面。监测工作自 2008 年 4 月 19 日起,截止到 2008 年 9 月 3 日止。在该期间内,共进行了多种方法的现场监测,并根据量测结果绘制了收敛时间曲线图。本文选取拱顶下沉和两帮收敛 2 个最直接、最具有代表性的监测项目进行分析。由图 11 可知,观测段巷道基本达到稳定状态。其中,监测断面两帮最大收敛速率约为 4.11 mm/d,拱顶最大下沉速率约为 0.8 mm/d,累积水平收敛量和拱顶下沉量分别为 122.95 mm 和 35.54 mm。可见该支护方案有效控制了深部破裂围岩巷道的大变形,保证了巷道的稳定和矿井的正常生产。

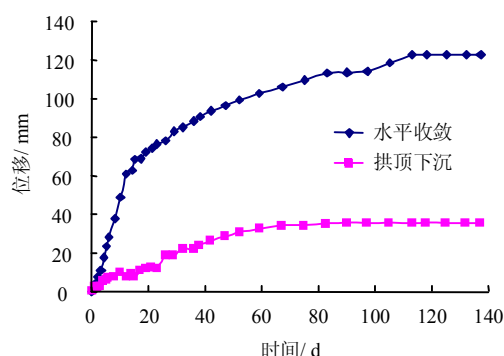


图 11 断面巷道收敛变形曲线
Fig.11 Deformation curves of measuring points

4 结 论

本文在对顾北矿-648 m 南翼回风大巷试验巷道地质条件和非线性大变形机制综合分析的基础上,有针对性地提出了深部巷道破裂围岩的支护对策与方案,并通过数值模拟与现场监控量测相结合的方法进行了分析验证,得出如下结论:

(1) 破裂围岩开挖后的变形破坏过程是一个渐进发展的过程,局部关键块体的垮落或滑移,是导致其他部位失稳,巷道产生非线性大变形的主要原因,所以对深部巷道破裂围岩关键块体需采取及时、合理的支护措施,才能有效确保地下工程的围岩稳定性。

(2) 计算分析及现场量测结果表明,-648 m 南翼回风大巷试验段破裂围岩采用分步联合支护的设计方案是可行的。应用该支护设计方案后,试验段破裂围岩结构稳定,围岩位移在允许的变形范围之内,同时,巷道周边应力集中的程度、区域和塑性区分布范围都出现相对减小的变化,说明该设计方案能较好地控制围岩变形,实现巷道的长期稳定性,因而可在淮南矿区其他类似深部巷道破裂围岩中推广采用。

(3) 离散元计算软件 UDEC 不仅可较好地表征

岩体几何非连续特征及模拟破碎岩块间开裂、滑动等非线性大变形力学特性, 而且其结构单元模块也为地下工程加固设计提供了可靠分析依据。

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—2813.
HE Man-chao, XIE He-ping, PENG Su-ping, et al. Study on rock mechanics in deep mining engineering[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2005, 24(16): 2803—2813.
- [2] 宋宏伟, 贾颖绚, 段艳燕. 开挖中的围岩破裂性质与支护对象研究[J]. 中国矿业大学学报, 2006, 35(2): 192—196.
SONG Hong-wei, JIA Ying-xuan, DUAN Yan-yan. Study on characteristics of rock broken by excavation and roof supporting object[J]. **Journal of China University of Mining & Technology**, 2006, 35(2): 192—196.
- [3] 刘泉声, 张华, 林涛. 煤矿深部岩巷围岩稳定与支护对策[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(21): 3732—3737.
LIU Quan-sheng, ZHANG Hua, LIN Tao. Study on stability of deep rock roadways in coal mines and their support measures[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2004, 23(21): 3732—3737.
- [4] 潘岳, 王志强. 基于应变非线性软化的圆形洞室围岩弹塑性分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(6): 915—920.
PAN Yue, WANG Zhi-qiang. Elastoplastic analysis of surrounding rock of circular chamber based on strain nonlinear softening[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2005, 24(6): 915—920.
- [5] PARK K H, KIM Y J. Analytical solution for a circular opening in an elastic-brittle-plastic rock[J]. **Int. J. Rock Mech. Min. Sci.**, 2006, 43(4): 616—622.
- [6] 蒋斌松, 张强, 贺永年, 等. 深部圆形巷道破裂围岩的弹塑性分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(5): 982—986.
JIANG Bin-song, ZHANG Qiang, HE Yong-nian, et al. Elastoplastic analysis of cracked surrounding rocks in deep circular openings[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2007, 26(5): 982—986.
- [7] PARK K H, TONTAVANICH B, LEE J G. A simple procedure for ground response curve of circular tunnel in elastic-strain softening rock masses[J]. **Tunnelling and Underground Space Technology**, 2008, 23(2): 151—159.
- [8] ORESTE P. Distinct analysis of fully grouted bolts around a circular tunnel considering the congruence of displacements between the bar and the rock[J]. **Int. J. Rock Mech. Min. Sci.**, 2008, 45(7): 1052—1067.
- [9] 尤春安. 锚固系统应力传递机制理论及应用研究[博士学位论文 D]. 泰安: 山东科技大学, 2004.
- [10] 曹伍富. 深部软岩巷道围岩控制关键技术研究[博士学位论文 D]. 北京: 中国矿业大学, 2005.
- [11] 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 mechanical design method of bolt-net-anchor coupling support for deep soft rock tunnel[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2006, 27(7): 1061—1065.
- [12] 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 Xiao-ming, YANG Jun, CAO Wu-fu. 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.
- [13] 靖洪文, 许国安. 地下工程破裂岩体位移规律数值分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(8): 1281—1286.
JING Hong-wen, XU Guo-an. Numerical analysis on displacement law of underground broken rock mass[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2003, 22(8): 1281—1286.
- [14] Itasca Consulting Group Inc. UDEC (universal distinct element code) user's manual version 4.0[M]. Minneapolis: Itasca Consulting Group Inc., 2005.
- [15] GOODMAN R E, SHI G H. Block theory and its application to rock engineering[M]. Englewood Cliffs: Prentice-Hall Inc., 1985.