

# 断层破碎带大断面巷道的安全监控与稳定性分析

刘泉声<sup>1,2</sup>, 张伟<sup>1</sup>, 卢兴利<sup>1</sup>, 付建军<sup>1</sup>

(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, 湖北 武汉 430071; 2. 山东科技大学 土木建筑学院, 山东 青岛 266510)

**摘要:** 断层破碎带岩性复杂, 巷道压力显现规律多变。对巷道过断层破碎带的监控量测能够及时掌握断层破碎带围岩的变形与支护结构受力信息, 评价各种支护所取得的效果及判断施工方案的合理性。淮南矿区顾北煤矿南翼回风大巷穿越断层破碎带, 区域地质条件复杂, 受构造运动影响, 围岩内赋存高水平地应力, 巷道处于深部大规模松软围岩内。为研究施工期和运行期巷道围岩的稳定性演化规律, 对围岩表面位移、深部位移、锚杆和锚索锚固力及支架压力的变化和分布规律进行监控量测。监测结果显示: (1) 由于受F92大断层的水平剪切和挤压作用, 与顶拱和两肩相比, 巷道两帮的水平位移较大, 而锚杆受力较小, 锚固作用得不到有效发挥, 因此, 在F92大断层附近增大了锚索和注浆的支护强度; (2) 围岩表面位移和深部位移的监测结果均呈现“底脚变形大于两帮收敛大于拱顶下沉”的分布规律, 显示出底板是巷道支护的薄弱环节, 因而提出应用底角注浆锚管和帮脚锚杆抵抗底角应力集中区的剪切滑移, 底板锚索和底板注浆增强加固底板, 提高底板岩体抗剪强度的支护修改方案, 底脚量得到有效控制; (3) U型钢支架压力的监测结果显示, 围岩作用于U型钢支架上的压力仅为0~0.24 MPa, 远小于0.4 MPa的支架设计承载能力, 说明巷道稳定主要是依靠锚注支护来维护, 而U型钢支架的作用主要是巷道施工过程中工作面的安全防护。通过对监测结果的分析, 为巷道的信息化施工和设计方案的优化调整提供依据。其监测分析成果也可为类似复杂条件下巷道的开挖支护设计和施工提供参考。

**关键词:** 采矿工程; 断层破碎带; 分步联合支护; 现场监测; 稳定性分析; 信息化施工

**中图分类号:** TD 32

**文献标识码:** A

**文章编号:** 1000 - 6915(2010)10 - 1954 - 09

## SAFETY MONITORING AND STABILITY ANALYSIS OF LARGE-SCALE ROADWAY IN FAULT FRACTURE ZONE

LIU Quansheng<sup>1,2</sup>, ZHANG Wei<sup>1</sup>, LU Xingli<sup>1</sup>, FU Jianjun<sup>1</sup>

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

**Abstract:** The lithology in fault fracture zones is complex and the pressure in roadway in these zones is variable. The deformation of surrounding rock and pressure on support structure in fault fracture zone can be grasped through the monitoring measurement of roadway. Based on the measurement, the effects of various supports and the rationality of construction scheme are evaluated. Ventilation roadway in south of Gubei coal mine in Huainan mine area passes through the fault fracture zone. In this area, the geological condition is complex. Because of the influence by tectonic movement, the geostress of surrounding rock is high and the surrounding rock of roadway is large-scale loosened rock. In order to analyze the stability and study the deformation law of surrounding rock in the periods of construction and operation, the surface displacement of surrounding rock, deep displacement, stress of anchors and cables, support pressure and the variation distribution regularity of loosened zone of surrounding rock are studied through the field measurement. The results show that: (1) The horizontal displacement of wall of

**收稿日期:** 2009 - 08 - 11; **修回日期:** 2010 - 05 - 31

**基金项目:** 中国科学院知识创新工程重要方向项目(kzcx2 - yw - 152); 国家自然科学基金重点项目(90510019)

**作者简介:** 刘泉声(1962 - ), 男, 博士, 1983年毕业于山东矿业学院土木工程系矿井建设专业, 现任研究员、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

roadway is larger than that of roof and spandrel; and the stress of anchor is small because of the horizontal shear force and squeeze force from fault F92. And it means that the action of anchoring is not effective. Hence, the strength of anchors and the grouting near fault F92 was reinforced. (2) From the measurement results of surface and deep displacement of surrounding rock, the floor dilates, the two walls converge and the roof sinks. It means that the floor is the weak part in the support of roadway. A revised support scheme is proposed: grouting tube at the corner of floor and rockbolts at wall corner are used to resist the shear displacement at the floor corner with concentrated stress; and the floor is reinforced by anchor and grouting to improve the shear strength of rock mass near floor. The dilation of floor is controlled effectively which means the support effect is good. (3) From the measurement result of pressure of U-shaped steel bracket, the pressure of U-shaped steel bracket from surrounding rock is about 0 - 0.24 MPa which is far less than the designed bearing capacity of bracket (0.4MPa). This means that the stability of roadway mainly relies on the support of anchor and grouting and the U-shaped steel bracket is used mainly for the safe protection of working face in the construction process of roadway. Based on the analysis of these measurement data, the foundation is provided for the optimization adjustment of design scheme and the information construction of roadway and the reference is provided for design and construction under the similar complicated geologic condition.

**Key words:** mining engineering; fault fracture zone; stepped combined support; field monitoring; stability analysis; informational construction

## 1 引言

断层及其破碎带是巷道开挖过程中常见的不良地质现象, 它的分布区段是巷道围岩不稳定区段之一。在多数情况下, 断层破碎带是作为一个低强度、易变形、透水性大、抗水性差的软弱带存在的, 与其两侧岩体在物理力学特性上具有显著的差异<sup>[1]</sup>, 巷道穿越断层破碎带地段时, 地质条件具有复杂性和突变性, 围岩变形的空间分布受断层控制作用明显, 依靠常规的巷道支护技术和施工方法很难克服开挖期的冒顶、突水等地质灾害和运行期大变形引起的支护结构破裂失稳。因此, 除了遵守一般技术要求外, 还应采取针对性较强的辅助方法。

国内外专家学者围绕断层影响下隧洞围岩变形与破坏问题, 从断层的定性调查、预报以及围岩稳定性分析等多方面进行了研究。S. Jeon 等<sup>[2]</sup>通过物理模拟和数值模拟分析表明, 由于弱面的存在, 隧道围岩的变形量显著增加, 而且沿弱面出现明显的剪切变形。靳晓光等<sup>[3]</sup>通过对隧道围岩位移、应力监测, 分析了断层发育的川藏公路二郎山隧道不同地段的变形、破坏特点, 并在隧道施工与支护中起到了积极有效的指导作用。王克丽<sup>[4]</sup>则针对昆明掌姆河引水供水工程厂口隧洞的坍方区及断层带提出了可行的穿越施工方案。蔡美峰等<sup>[5]</sup>通过对多种手段获得的监测结果进行多元信息耦合分析, 评价已加固治理的旧主运巷和未加固治理的新主运巷共存情况

下主运巷的稳定性状态及其发展趋势, 从而为主运巷下一步加固治理提供依据。廖秋林等<sup>[6]</sup>认为, 当断层发育程度达到某一阈值时, 随断层发育程度的增加, 其围岩变形增加并不显著, 支护设计应充分考虑这一点。

实践证明<sup>[7~10]</sup>, 具备高度可靠性和实时性的现场有效的综合监测系统能够反映围岩运动特征及其微观到宏观信息指标。利用量测结果修改设计并指导施工, 对量测数据进行分析处理与必要的计算和判断后作出预测与反馈, 实现信息化施工, 能够保证巷道施工安全和围岩稳定。本文将介绍多种断层监测措施在淮南矿区顾北煤矿断层破碎带巷道施工中进行的监控量测, 并总结监测数据变化规律, 为巷道的信息化施工和设计方案优化调整提供依据。

## 2 工程概况

### 2.1 工程背景

顾北煤矿位于淮南市凤台县 WN 23 km, 潘谢煤田顾桥矿井的 WS 部。井田 SN 走向 7.5 km, 面积约 36 km<sup>2</sup>, 主采煤层 5 层, 可采储量 3.19×10<sup>8</sup> t, 年设计产量一期 3×10<sup>6</sup> t, 二期 6×10<sup>6</sup> t, 服务年限为 61.7 a。矿井南翼-648 m 水平两条运输大巷, 断面尺寸超过 22.8 m<sup>2</sup>, 巷道施工至断层破碎带后, 地质条件复杂, 围岩裂隙发育, 破碎严重, 呈松散状态, 岩性以炭质泥岩、砂质泥岩及弱胶结的粉砂岩为主, 少量为煤层, 属于深部大规模松软围岩。巷

道穿过区域发育有 F92 大断层及其两条主要伴生断层 FD92 - 3 和 FD92 - 4, F92 断层走向为 NW60°~75°, 倾角 40°~45°, 落差 76 m; FD92 - 3 走向 NW40°, 倾角为 60°~65°, 落差 37.5 m; FD92 - 4 走向为 NW30°~40°, 倾角 50°~55°, 落差 9.6 m, 相邻 2 条巷道与结构面位置关系见图 1。受构造运动影响, 围岩内赋存了高水平地应力, -648 m 水平的地应力实测结果表明: 垂直主应力为 17.7~17.8 MPa, 最大水平主应力约为 20.1 MPa, 最大水平主应力方位角为 329°~341°, 最小水平主应力约为 19.1 MPa, 侧压力系数为 1.10, 水平应力略大于垂直应力, 整体属高地应力场区。

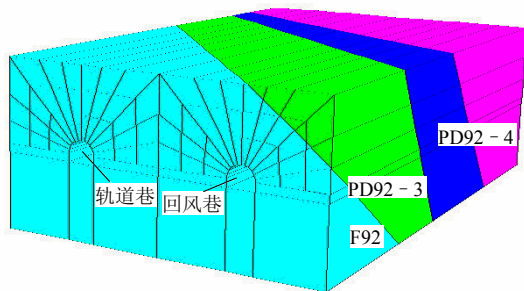


图 1 相邻 2 条巷道与结构面位置关系图  
Fig.1 Position relationship of neighboring roadways and structure planes

由于密集布置的巷道分布于大规模松软围岩中, 相邻巷道开挖扰动区和二次应力场相互叠加, 同时受高地应力影响, 从井底车场开始建设时起, 巷道不断产生大变形而破裂失稳, 衬砌破坏严重, 底臃变形大, 因而不得不多次重复返修巷道, 从而大大延长了建设周期, 增加了工程投资, 延误了投产日期, 给煤矿带来重大损失。

### 2.2 初步支护设计

总结顾北煤矿前期的施工经验, 结合类似条件下巷道的设计, 初步支护方案如下: 开挖后在巷道全断面施工预应力锚杆和预应力锚索, 锚杆参数为  $\phi 22 \text{ mm} L = 2\,800 \text{ mm} @ 700 \text{ mm} \times 700 \text{ mm}$ , 锚杆预应力不小于 50 kN; 锚索设计参数为  $\phi 17.8 \text{ mm} L = 6\,000 \text{ mm} @ 1\,400 \text{ mm} \times 1\,400 \text{ mm}$ , 垂直于巷道轮廓线布置, 预应力不小于 100 kN。在耙矸机后进行 36#U 型钢支护, 纵向间距为 0.5 m。在表层复喷 150 mm 厚混凝土止浆层后, 按照先浅孔后深孔的注浆方案进行滞后注浆。浅孔注浆管长为 0.5 m, 注浆孔长为 1 m, 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, 进

行深孔注浆, 注浆参数为: 注浆锚杆长度为 2.0 m, 排距为 2.0 m, 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。巷道断面及支护结构布置见图 2。

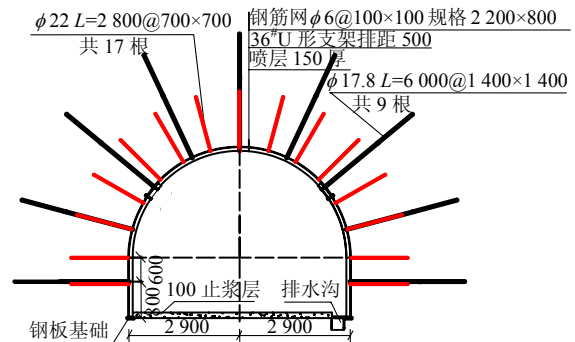


图 2 巷道断面与支护结构布置(单位: mm)  
Fig.2 Layout of cross-section and support structure of the roadway(unit: mm)

### 3 断层破碎带监控量测方案

为了研究巷道围岩稳定性, 优化设计方案, 指导现场施工, 针对典型的围岩地质条件在-648 m 水平南翼回风大巷选择 400 m 长的试验段进行了巷道围岩表面位移、深部位移、锚杆和锚索锚固力、支架压力的跟踪监测, 对多种监测资料进行分析和互相验证, 确保监测信息的可靠性, 用以对设计进行调整优化, 判断施工方案的合理性, 指导后续施工。监测内容有 4 项。

(1) 围岩表面位移随时间的变化。为尽可能真实地反映开挖条件下巷道围岩的变形特征, 各监测断面均靠近施工迎头, 随着巷道的开挖掘进, 对巷道围岩变形情况进行实时监测。每个监测断面内采用十字布点法安装 4 个测点, 即断面的顶板、底板和两帮各设置一个测点(见图 3)。通过两帮和顶部 3 个测点数据, 利用海倫公式计算出拱高  $h_1$ , 用第 1 次  $h_1$  的计算值依次减去第 2 次  $h_2$  的计算值, 第 3 次  $h_3$  的计算值, 依次往下, 每一次计算出拱顶累计下沉量  $h_i$ 。同理计算底鼓和两帮收敛累计变化量。表面位移量测利用中国科学院 WRM - 3 型丝尺两用收敛计和自制的连接球头, 精度可达 0.01 mm。本试验段内选定了  $A_1, A_2$  与  $A_3$  三个监测断面进行巷道围岩收敛变形的研究, 试验段内监测断面布置如图 4 所示。

(2) 预应力锚杆和锚索预紧力随时间的变化。监测过程从锚杆和锚索安装延续到压力表数据稳定。各监测断面均靠近施工迎头, 监测开挖掘进过

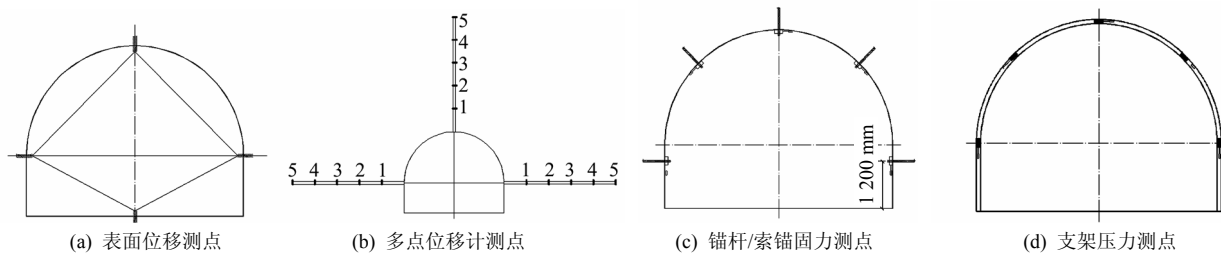
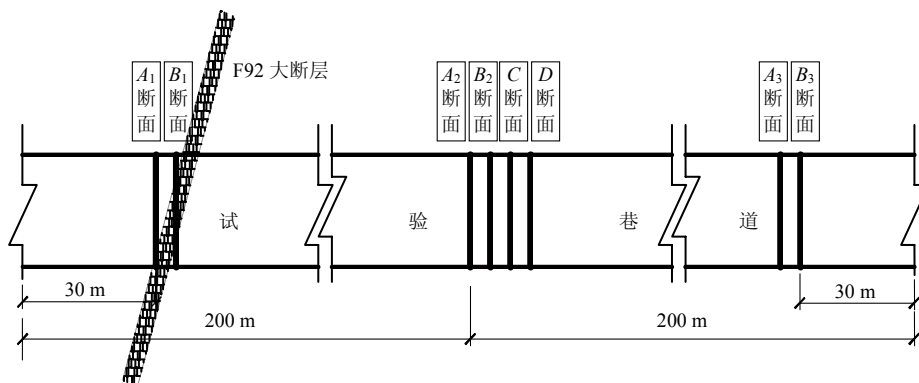


图 3 监测断面测点布置示意图

Fig.3 Layout of monitoring points in monitoring sections



$A_i(i=1, 2, 3)$ —表面收敛监测断面,  $B_i(i=1, 2, 3)$ —锚杆/索锚固力监测断面, C—围岩深部位移监测断面, D—支架压力监测断面

图 4 试验段内监测断面布置

Fig.4 Layout of monitoring sections in the test roadway

程中锚杆和锚索预紧力变化情况。每个断面内布置 5 个测点, 分别位于拱顶、两拱肩和两拱脚(见图 3), 锚杆和锚索预紧力监测设备均为 HC - 45 液压测力计, 预应力锚杆安装过程中使用气动扭矩扳手施加初始预应力, 预应力锚索使用张拉仪提供初始预应力。试验段内布置 3 个监测断面  $B_1, B_2$  和  $B_3$ , 如图 4 所示。

(3) 围岩深部位移随时间的变化。监测过程从巷道开挖延续到变形稳定之后。根据近期淮南矿区地应力测试的结果分析, 深部高地应力围岩中应力扰动区边缘距离巷道中心可达 20 m 以上, 为准确监测围岩深部位移, 孔深取巷道跨度的 5 倍。在每个测孔布置 5 个测点, 各测点与孔口盘距离分别为 3, 8, 13, 18 和 25 m, 位于孔底的测点则固定于不发生变形的深部稳定围岩中, 数据处理分析后可得到每个测点相对于孔底的位移, 即绝对位移, 计算方法为孔底测点相对于孔口的位移与各测点相对于孔口的位移相减。现场设 1 个监测断面 C(见图 4), 监测断面内两帮和拱顶共设置 3 个测孔(见图 3)。测试仪器采用 WRM - 3 型多点位移计, 用测微计量测各测点相对于孔口盘的位移, 测微计精度为 0.01 mm。

(4) 支架安装后围岩作用于支架的压力随时间的变化。监测过程从支架安装延续到支架压力表数据稳定, 支架安装断面距离迎头约 40 m, 滞后开挖时间约 15 d, 安装位置与多点位移计对应。采用 XYJ - 2 型钢弦传感器进行监测, 试验段内布置一个监测断面 D(见图 4), 断面内布置 5 个测点, 分别位于拱顶、两拱肩和两拱脚, 如图 3 所示。

## 4 监控量测数据分析

### 4.1 表面位移监测

表面位移变化情况是巷道稳定的直接表现, 巷道开挖完成后, 围岩不可避免地会产生形变, 这些形变是多方位和动态的。多方位是指自重应力和构造应力引起的沉降和侧向挤压造成的拱帮收敛和底板变形; 动态指的是变形随时间呈非线性变化。自 2008 年 4 月 19 日第 1 个断面  $A_1$  测点安装并开始监测以来, 经过 8 个多月工作, 截至 2008 年 12 月 29 日, 第 3 个断面  $A_3$  测量结束, 3 个断面的围岩变形速率都在 0.1 mm /d 以下, 水平收敛、拱顶下沉和底板鼓起 3 条曲线均趋于稳定。3 个监测断面围岩表面收敛位移与时间关系如图 5 所示。

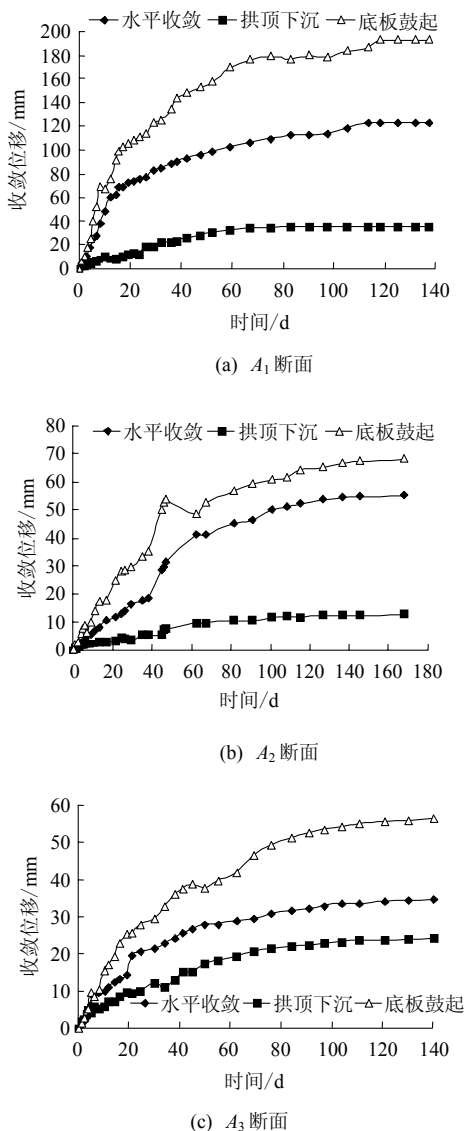


图5 围岩表面收敛位移与时间关系曲线  
Fig.5 Relation curves of convergence of surrounding rock with time

4.1.1 位移的时空效应

由现场实测数据可知，巷道开挖后曲线快速上升，持续时间 10 d 左右。这是由于巷道开挖引起表面岩体法向荷载解除，应力场调整导致切向荷载大大增高，岩体承受的偏应力  $\sigma_1 - \sigma_3$  大大超过岩体剪切强度，使得围岩由表及里快速破裂扩展，岩体碎胀扩容导致围岩侧向位移迅速增加。这一阶段内，监测断面距掘进工作面较近，曲线存在明显震荡，显示表面岩体变形的不稳定性。随着掘进工作面继续推进，锚杆和锚索发挥支护作用，变形受开挖影响越来越小，当掘进工作面距监测断面超过 40 m 后，位移不再受开挖的影响，变形速率明显降低。开挖 40 d 后表面位移产生突变，变形速率增大明显，达到 15 mm/d，且 3 个测试断面出现同样的变化趋势。

究其原因，邻近的轨道大巷开挖掘进滞后回风大巷约 100 m，40 d 左右轨道大巷掘进至与回风大巷监测断面平齐的位置，轨道大巷围岩应力的重分布导致先开挖的回风大巷围岩应力场再一次扰动，重新调整分布后偏应力再次升高，围岩再次破裂扩展，因而位移突变增大。当围岩重分布基本稳定后，变形逐渐趋于平稳。由此可以看出，尽管两条巷道净距达到 40 多米(大于巷道宽度的 8 倍)，但工作面滞后的巷道开挖掘进对工作面超前的相邻巷道仍造成相当大的扰动影响。这种现象在浅部巷道开挖施工过程中是罕见的，主要原因在于深部巷道开挖后围岩承受的高应力和围岩低强度的矛盾尤为突出，导致应力扰动区和破损区范围远远大于浅部巷道。

经历一段变形震荡调整期之后巷道达到稳定状态，应变速率在 1 mm/d 以下，总体变形在控制范围内。由于  $A_1$  断面紧邻 F92 大断层，其底臃量最大达到 192.46 mm，水平收敛位移最大达到 122.95 mm，与同处于断层破碎带中的  $A_2$  和  $A_3$  断面比较，变形量高出 50% 以上，据此判断 F92 大断层对巷道变形和稳定性有很大影响，因而在该段应适当增加支护强度。

4.1.2 位移分布规律

图 5 给出的 3 个监测断面的围岩表面收敛位移均呈现“底臃值大于两帮收敛值大于拱顶下沉值”的分布规律。底臃是造成巷道失稳破坏的重要因素，由于巷道底板所处的部位特殊，工作面装岩出矸和材料运输使得底板支护加固滞后于两帮和顶拱数十米甚至数百米，而且帮顶常用的支护加固方法难以在底板支护加固中实现，导致底板暴露时间长，支护加固强度低，底板围岩(特别是 2 个底角附近围岩)由于应力高度集中而发生强烈的剪切滑移(见图 6)，宏观表现即出现剧烈的底臃变形。对于深部高地应力软弱围岩中的巷道，一旦发生底臃其变形将会是持续性的，很难自行稳定，并严重地影响到两帮和

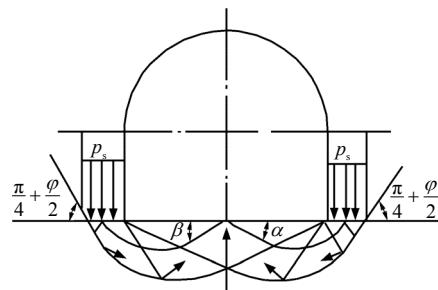


图6 巷道底臃发生机制  
Fig.6 Mechanism of floor heave of roadways

顶板的稳定, 最终将导致巷道整体的严重变形或破坏失稳。因此, 在分析第 1 个监测断面  $A_1$  巷道变形规律的基础上, 提出应用底角注浆锚杆和帮脚锚杆抵抗底角应力集中区的剪切滑移, 底板锚索和底板注浆增强加固底板, 提高底板岩体抗剪强度的方案 (见图 7)取得了良好效果, 第 2 个断面  $A_2$  和第 3 个断面  $A_3$  底脚量得到了有效控制。

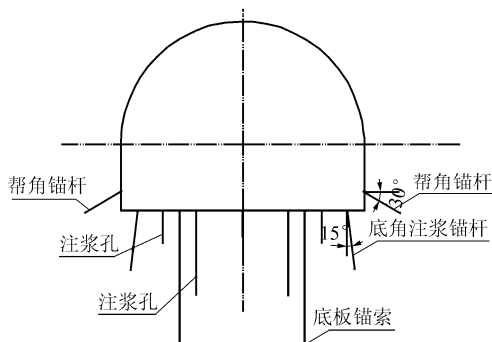


图 7 巷道底板支护加固措施  
Fig.7 Supporting measures for floor of roadways

### 4.2 锚杆和锚索锚固力监测

预应力锚杆和锚索安装后, 其杆体将承受因结构面及围岩收敛变形而产生的拉应力、剪切力与弯矩, 为了了解锚杆的工作状态, 判断围岩变形的发展趋势, 评价锚杆的支护效果, 自 2008 年 4 月 23 日起进行了 7 个月时间的锚杆、锚索锚固力监测。截至 2008 年 12 月 29 日, 3 个测点锚杆、锚索测力计监测数据接近收敛, 相邻两次监测的压力差值小于 0.1 kN。锚杆和锚索锚固力与时间的关系曲线如图 8 所示。

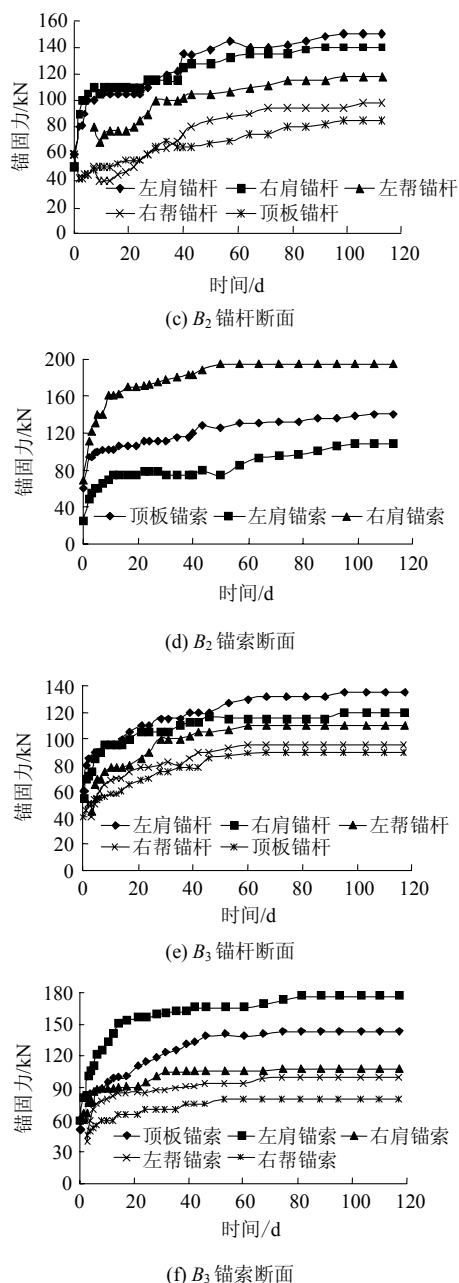
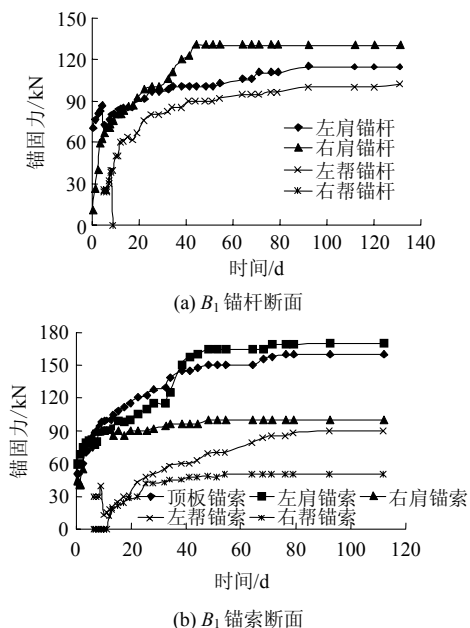


图 8 锚杆和锚索锚固力与时间的关系曲线  
Fig.8 Relation curves of anchoring force of rockbolts/cables with time

#### 4.2.1 锚固力的时空效应

锚杆和锚索的锚固力总体上呈随时间增长的变化趋势, 具体变化过程可分为 3 个阶段:

(1) 第 1 阶段为快速增长期。持续时间为巷道开挖后 2~10 d 左右, 这一阶段锚固力的变化特征表现为快速增长。这是因为, 巷道开挖造成强卸荷, 导致围岩破裂和碎胀扩容变形有快速发展的趋势, 锚杆和锚索的初始预应力对围岩表面的应力状态起到一定程度的恢复和改善作用, 高强锚杆和锚索的锚固增强作用抑制了围岩沿滑移面的剪切破裂和碎胀扩容, 限制了围岩的张开变形, 因而, 开挖初期

一定时间内锚固力迅速增大。初始阶段局部预应力出现下降是由于爆破震动引起的锚栓应力松弛及托盘下的岩体受高度集中的应力作用发生破裂，从而引起锚杆/锚索的应力降低。

(2) 第 2 阶段为波动变化期。持续时间为紧接快速变化期至巷道开挖后 50 d 左右，锚固力变化比较频繁，出现波动的原因主要是，岩体及锚索的内部应力调整，产生压缩、回弹的反复过程。开挖 40 d 左右的较大波动则是由于相邻巷道的开挖影响，这与表面位移变化规律一致。

(3) 第 3 阶段为平稳变化期。开挖 50 d 以后锚固力进入稳定变化过程，应力值稳定时间与围岩表面位移稳定时间接近。此阶段锚杆和锚索承受的锚固力均达到最大，锚杆锚固力最大值达 142 kN，锚索锚固力最大达到 195 kN，但尚未达到锚杆和锚索的屈服极限，尚有 30% 多的强度富余。

第 1 监测断面趋于稳定后，根据第一阶段锚杆/锚索的受力特点，巷道开挖后要在最短的时间内最大限度地恢复巷道自由面上的法向应力，改善因巷道开挖导致劣化的近表围岩应力状态，因此，提出增大锚杆/锚索初始预应力的调整措施，以进一步发挥锚杆/索的锚固力，提高其对围岩的加固增强作用。调整锚杆/索预应力后，锚固力明显提高(见图 8(b)和(c))，从而较大程度地抑制了围岩的破裂扩展和碎胀扩容，显著较小了围岩变形。

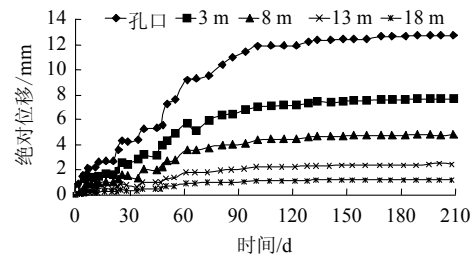
#### 4.2.2 锚固力分布规律

锚固力监测结果显示，巷道两肩和拱顶部位的锚杆和锚索受力远大于两帮部位的锚杆和锚索受力，这是由于水平方向上岩体受到断层破碎带切割，岩性破碎，压缩性强，在锚固力发展变化阶段产生了一定的压缩，从而表现为水平位移较大，而锚杆和锚索受力处于较低水平，说明锚固力受围岩内部结构面控制。这个现象印证了断层带为优势结构面的论断。

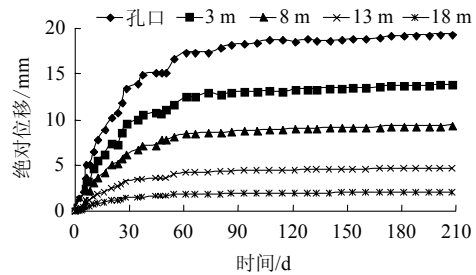
### 4.3 巷道围岩深部位移监测

巷道收敛量测反映的是巷道表面上两点的相对位移，而多点位移计可以测试围岩深部位移的变化，直观地反映地压活动的规律，是指导施工与评价围岩稳定性的重要指标。2008 年 6 月 10 日开始测量围岩深部位移，经过 7 个多月的监测，截至 2009 年 1 月 4 日，各测点曲线均趋于稳定。为了便于对比，图 9 分别给出了 3 个监测断面拱顶、右帮和左帮不同部位测孔的围岩深部绝对位移随时间的变化曲线。

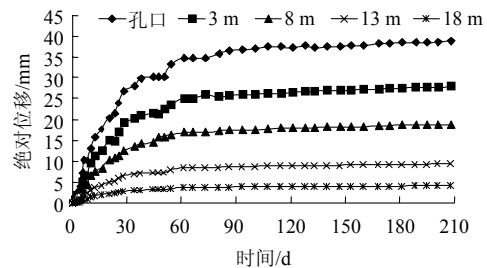
#### 4.3.1 深部位移的时空效应



(a) 拱顶测孔



(b) 右帮测孔



(c) 左帮测孔

图 9 围岩深部绝对位移与时间关系曲线

Fig.9 Relation curves of absolute displacement of surrounding rock with time

巷道开挖后，径向位移方向指向开挖自由面，无反向位移。随着时间的推移，各点位移都有不同程度的增加。由图 9 可知，围岩位移的发展过程分为 3 个阶段。第一阶段为快速增长期，持续时间在巷道开挖后的最初 20 d，这一阶段位移发展速率较快，特别是左帮位移在前 10 d 的最大速率为 3.32 mm/d。第 2 阶段为震荡调整期，持续时间为巷道开挖后 20~60 d，随着掘进工作面继续推进，锚杆和锚索的支护作用完全发挥，变形受开挖影响逐渐减小。当掘进工作面距监测断面超过 60 m 后，位移不再受开挖的影响，变化速率明显降低。开挖后 40 d 左右，各测点位移不同程度地突变，相邻巷道开挖影响明显，与表面位移和锚杆、锚索锚固力监测在时间上一致。第 3 阶段为变形稳定阶段，这一阶段存在蠕变变形，但位移量不大，变形逐步趋于稳定。说明一次支护基本上能够维持施工期的围岩稳定。孔口测点累积位移量最大，其中左帮孔口最大达到 38.79 mm，右帮累积位移量为 19.35 mm，拱顶累积

位移量为 12.69 mm。距离测点孔口最远测点位移量很小, 相对于表面位移可看作是基准点。

#### 4.3.2 位移分布规律

由两帮测孔观察, 孔深 18 m 处稳定位移分别为 2.10 和 4.15 mm, 为孔口位移的 10.7% 和 11.1%, 显示深部岩体受到开挖扰动影响较大; 而根据近期淮南矿区地应力测试的结果分析, 深部高地应力围岩中应力扰动区边缘距离巷道中心同样可达到 20 m 以上。两种测试结果一致。分析原因: 深部巷道开挖后围岩承受重新分布的高应力, 而深部, 特别是断层破碎带影响区域围岩受节理切割错动影响, 岩体强度较低, 这就导致应力扰动区和损伤破坏区范围远远大于浅层围岩中的测试范围。因此, 深部巷道支护过程中应当根据监测结果增大加固区厚度范围, 扩大围岩的主动承载圈。

通过图 9 观察断面孔口绝对位移的结果可以看出, 监测结果呈现“左帮位移值大于右帮位移值大于拱顶位移值”的规律。根据表面收敛断面监测结果分析, 同样支护条件下, 水平方向位移大于垂直方向位移, 因此, 监测断面的拱顶位移量最小。两帮开挖卸荷引起的围岩收敛变形与扰动应力场引起的层间错动相叠加, 对左帮而言, 2 个向右的位移分量相加, 形成向右增大的水平位移; 对右帮而言, 2 个方向相反的位移分量相加产生减少的水平位移。

#### 4.4 支架压力监测

在断层破碎带施工期间, 存在严重的安全隐患, 最大的威胁在于破碎软弱围岩巷道的冒落和片帮, 所以为了增大施工期的安全性能, 断层破碎带段 U 型钢紧跟迎头安装, 未安装支架段距离工作面不超过 1 m。为了研究型钢支架的实际受力情况及工作性能, 进一步完善支架的设计参数, 对回风大巷的 U 型钢支架实际工作状态进行了现场监测。自 2008 年 6 月 19 日安装支架压力断面测点并开始监测, 截至 2008 年 12 月 30 日, 持续 6 个月, 监测断面内 5 个测点的支架压力与时间关系曲线如图 10 所示。

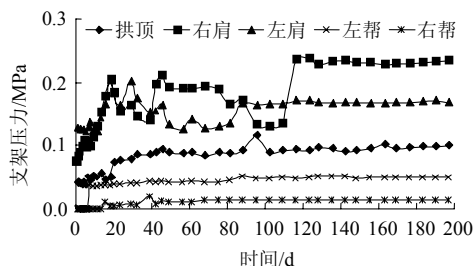


图 10 支架压力与时间关系曲线

Fig.10 Relation curves of support pressure with time

由于巷道岩体软弱, 围岩节理发育, 爆破掘进过程中易产生较大超挖和欠挖, 安装支架过程中需要进行壁后充填, 以保证支架与围岩充分接触, 因此, 支架架设初期, 受到壁后充填层的保护, 支架受力较为均匀, 初期支架压力均为 0~0.1 MPa。随着围岩变形的发展, 支架承受的应力有所增加, 但增加幅度不大, 最终趋于稳定。

由 5 个测点的监测曲线观察, 达到稳定之前拱部和两肩测值多次出现较大震荡, 导致整个支架各个测点内力变化与调整, 但总体上压力保持在较低水平, 作用于钢拱架上法向压力测值均为 0~0.24 MPa, 远小于支架的极限承载能力 0.4 MPa<sup>[11]</sup>。说明巷道支护体系主要是依靠锚注支护来维护巷道稳定, 而型钢支架结构的主要作用是巷道的施工期的安全防护。

## 5 信息化方法优化设计

综合分析断层破碎带的规模及现场揭露的地质情况, 结合巷道施工条件及监测数据分析结果, 提出加固巷道断层破碎带的调整方案。

#### (1) 超前注浆破碎带

$A_1$  断面紧邻 F92 大断层, 由监测结果分析, 该断面围岩软弱, 开挖后碎胀变形大, 表现为最大底臃量和最大水平收敛位移分别达到 192.46 和 122.95 mm, 因此, 采用超前注浆法通过断层破碎带, 注浆锚杆直径为 28 mm, 壁厚 2 mm, 长度为 4.5 m, 纵向排距 2.0 m, 注浆仰角 20°, 注浆用 p52.5 硫铝酸盐高强度速凝水泥, 水灰比为 0.6~0.8, 注浆压力为 2~3.5 MPa, 封孔距离长为 400~500 mm, 注浆前先对迎头喷混凝土进行封闭。

#### (2) 底板加固方案

在分析第 1 个监测断面  $A_1$  巷道变形规律的基础上, 提出应用底角注浆锚杆和帮脚锚杆抵抗底角应力集中区的剪切滑移, 底板锚索和底板注浆增强加固底板, 提高底板岩体抗剪强度的方案, 如图 7 所示, 底角注浆锚杆选用直径 48 mm 的无缝钢管制备, 其余注浆管和注浆锚杆采用六分无缝钢管制备。

#### (3) 增加锚杆/锚索预应力

开挖后施工全断面的高强预应力锚杆、预应力锚索, 锚杆利用 MQS90J2 型气动锚杆安装机加扭。要求锚杆预应力不小于 70 kN, 锚索预应力不小于 150 kN。

#### (4) 增大注浆深度

根据深部位移监测结果分析, 巷道开挖后深部



岩体受到较大扰动影响，支护过程中根据监测结果适当加大加固范围，扩大围岩的主动承载圈。因此，将深孔注浆管长度由 2.0 m 调整为 4.0 m。

(5) 减小 U 型钢型号

巷道支护体系主要是依靠初期支护来平衡围岩应力，而型钢支架结构的主要作用是巷道的施工期的安全防护和运行期的安全储备。这说明可以减小型钢支架的型号，将支架由 36U 调整为 29U，以节约成本，降低工程造价，减轻工人劳动强度。全断面的支护结构布置如图 11 所示。

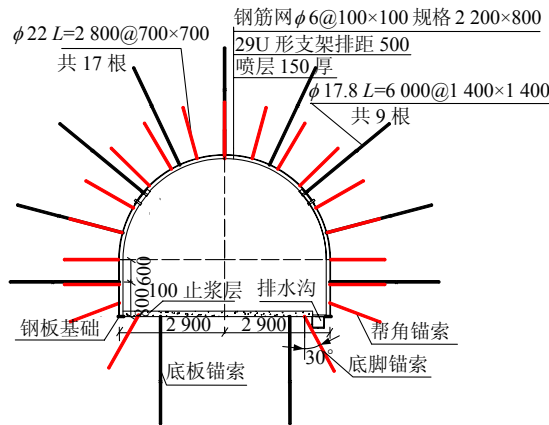


图 11 支护结构布置(单位: mm)

Fig.11 Layout of support structure(unit: mm)

## 6 结 论

(1) 深部巷道开挖后围岩承受的高应力和围岩低强度的矛盾突出，应力扰动区和破损区范围远远大于浅部巷道，导致工作面滞后的巷道开挖掘进对工作面超前的相邻巷道存在相当大的扰动影响，使得两条巷道中间围岩产生指向原有巷道的偏移。

(2) 底臃是造成巷道失稳破坏的重要因素，巷道底板产生底臃后，底板围岩剪切破坏，应力的重新分布，巷道的两帮和拱顶变形量受底臃影响显著。因此，巷道开挖后，应当尽快对巷道底板采取支护加固措施，特别是对底角应力集中区要加强支护，以增强底板岩体的抗剪能力，防止底板出现大的剪切滑移，造成巷道的整体失稳破坏。防治底臃的有效措施为：底角注浆锚杆+帮脚锚杆抑制底角应力集中区岩体的剪切滑移破坏；底板锚索+底板注浆改善底板中部岩体的应力状态，提高其固有强度，抑制其拉伸破坏和隆起变形。

(3) 巷道开挖后要在最短的时间内最大限度地恢复巷道自由面上的法向应力，及时安装锚杆和锚索并施加适量的预应力，改善因巷道开挖导致劣化的近表围岩应力状态，提高围岩的非固有强度和变形模量。

(4) 巷道支护体系主要是依靠高强预应力锚杆+预应力锚索+注浆加固维护巷道围岩的稳定，而型钢支架的主要作用是巷道施工过程中的安全防护和运行期的安全储备。

## 参考文献(References):

[1] 黄成光,于敦荣.公路隧道施工[M].北京:人民交通出版社,2001.(HUANG Chengguang, YU Dunrong. Highway tunnel construction[M]. Beijing: China Communications Press, 2001.(in Chinese))

[2] JEON S, KIM J, HONG C. Effect of a fault and weak plane on the stability of a tunnel in rock—a scaled model test and numerical analysis[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2004, 41(3): 658 - 663.

[3] 靳晓光,王兰生,李天斌,等.二郎山隧道洞壁位移应力测试与信息化施工[J].地质灾害与环境保护,1999,10(2):77-81.(JIN Xiaoguang, WANG Lansheng, LI Tianbin, et al. Convergence displacement of tunnel wall stress measurement and informational construction of Erlang Mountain tunnel[J]. Journal of Geological Hazards and Environment Preservation, 1999, 10(2): 77 - 81.(in Chinese))

[4] 王克丽.穿越坍方区及断层带的隧洞检修洞施工方案[J].岩土力学,2004,25(4):651-653.(WANG Keli. Construction scheme of tunnel passing through landslide area and fault zone[J]. Rock and Soil Mechanics, 2004, 25(4): 651 - 653.(in Chinese))

[5] 蔡美峰,孔留安,李长洪,等.玲珑金矿主运巷塌陷治理区稳定性动态综合监测与评价[J].岩石力学与工程学报,2007,26(5):886-894.(CAI Meifeng, KONG Liuan, LI Changhong, et al. Dynamic comprehensive monitoring and assessment of stability of collapsed area after supporting in main transport roadway in Linglong gold mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(5): 886 - 894.(in Chinese))

[6] 廖秋林,侯哲生,何小东,等.断层影响下隧道围岩变形监测与特征分析[J].水文地质工程地质,2005,32(6):102-107.(LIAO Qiulin, HOU Zhesheng, HE Xiaodong, et al. Monitoring and analysis on the deformation of tunnel surrounding rock affected by faults[J]. Hydrogeology and Engineering Geology, 2005, 32(6): 102 - 107.(in Chinese))

[7] 刘泉声,白山云,肖春喜,等.基于现场监控量测的龙潭隧道施工期围岩稳定性研究[J].岩石力学与工程学报,2007,26(10):1982-1990.(LIU Quansheng, BAI Shanyun, XIAO Chunxi, et al. Study of surrounding rock stability of Longtan tunnel based on in-situ monitoring measurements[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(10): 1982 - 1990.(in Chinese))

[8] 王学滨,潘一山,李英杰.围压对巷道围岩应力分布及松动圈的影响[J].地下空间与工程学报,2006,2(6):962-966.(WANG Xuebin, PAN Yishan, LI Yingjie. Effect of confining pressure on distributions of horizontal and vertical stresses around rectangular roadway and broken rock zone[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2006, 2(6): 962 - 966.(in Chinese))

[9] 杨会军,胡春林,谌文武,等.断层及其破碎带隧道信息化施工[J].岩石力学与工程学报,2004,23(22):3917-3922.(YANG Huijun, HU Chunlin, CHEN Wenwu, et al. Information construction of the tunnel in a fault and crush zone[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(22): 3917 - 3922.(in Chinese))

[10] 冯仲仁,张兴才,张世雄,等.大冶铁矿巷道变形监测研究[J].岩石力学与工程学报,2004,23(3):483-487.(FENG Zhongren, ZHANG Xingcai, ZHANG Shixiong, et al. Monitoring study on drift deformation of Daye iron mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(3): 483 - 487.(in Chinese))

[11] 尤春安.U型钢可缩性支架的稳定性分析[J].岩石力学与工程学报,2002,21(11):1672-1675.(YOU Chun'an. Stability analysis of U-steel yieldable support[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21(11): 1672 - 1675.(in Chinese))