

# 构造破碎带巷道破坏机理分析及控制技术

陈上元<sup>1,2</sup> 杜斌斌<sup>3</sup> 郭志飏<sup>1,2</sup> 王炆<sup>1,2</sup>

(1.中国矿业大学(北京)力学与建筑工程学院;2.深部岩土力学与地下工程国家重点实验室;  
3.山西兰花科技创业股份有限公司大阳煤矿分公司)

**摘 要:**为解决构造区破碎围岩巷道的支护问题,以兴业煤矿主斜井为研究背景,采用工程地质分析、数值模拟、理论计算和现场监测相结合的方法,对巷道变形破坏特征、变形破坏机理和支护对策进行了研究。研究表明:巷道变形破坏受多种因素的影响,其变形力学机制为IAB-CHADIIIABC复合型变形力学机制。通过变形力学机制转化,提出了“锚网索喷+底角锚杆+全断面注浆”耦合支护方案。在此支护方案下,实现了支护体与围岩的耦合,有效控制了围岩变形。该技术在现场进行了工业性试验,取得了良好的效果。

**关键词:**构造破碎带;数值模拟;理论计算;破坏机理;力学机制转化;控制技术

## 0 引 言

构造及其破碎带是巷道开挖过程中常见的不良地质现象。构造破碎带是一个低强度、易变形、透水性好的软弱带,与其周围岩体在物理力学性质上有着明显的差别。巷道穿越构造破碎带地段

时,地质条件具有复杂性和多变性,传统的支护技术难以保证巷道的稳定<sup>[1]</sup>。破碎围岩大变形导致巷道断面缩小,阻碍运输和矿井通风,甚至造成整个巷道报废,严重制约着煤矿的安全生产和经济效益。

国内外专家学者对构造破碎带巷道支护技术进行了大量的研究<sup>[2-6]</sup>,对此类巷道的支护问题具

有一定的指导意义。刘全声、张伟、卢兴利等<sup>[7]</sup>通过分析断层破碎带巷道围岩表面及深部位移、锚杆(索)锚固力和支架压力的监测结果,提出了底角注浆锚管、帮角锚杆和底板注浆支护技术。黄新贤、周钢、祁和刚等<sup>[8]</sup>在地应力实测的基础上,提出了注锚加固+锚喷注支护结构,有效解决了复杂应力条件下围岩破碎巷道的支护难题。常庆粮,周华强,李大伟等<sup>[9]</sup>应用软岩巷道支护理论,建立了相关的力学模型并进行了分析,得出了一次锚网喷支护和二次大刚度高强度料石碇支护的支护方式,在程村矿软岩破碎巷道取得了良好的应用效果。相关的研究为此类巷道的支护设计和施工提供了一定的参考,但是由于巷道工程地质条件和影响因素的复杂性和差异性,巷道的变形破坏机理和控制对策也不尽相同。

兴业煤矿主斜井巷道围岩受地质构造影响破碎严重,节理发育,其工程岩体表现出软岩非线性大变形力学特性,支护困难。在原支护方式下,巷道变形严重、多次返修,成为制约该煤矿发展的主要问题之一。本文研究了兴业煤矿构造破碎带巷道变形特征、破坏机理及其控制技术,并通过变形力学机制转化,提出了合理的耦合控制对策,取得了良好的现场效果。

## 1 原支护变形破坏特征

### 1.1 工程背景

兴业煤矿为义煤集团兼并重组煤矿,位于登封煤田暴雨山井田勘探区东段,地形总体呈西北高东南低趋势,井田内最低海拔+560m,最高海拔+765m,相对高差205m,区内地面沟谷发育,属低山丘陵地貌。本井田位于嵩山、箕山两背斜之间的颍

阳~芦店向斜南翼的西段,井田内断裂构造较发育,沿煤层倾斜方向发育一系列的断层,主斜井与多条断层垂直或斜交,导致围岩松散破碎。主斜井地面标高大约+600m,落底标高约+400m,最大埋藏深度约200m,斜长约480m,倾角 $18^{\circ} \sim 25^{\circ}$ 。主斜井穿层主要为泥岩、砂质泥岩,少数为粉砂岩、细粒砂岩及中粒砂岩,岩石的抗剪、拉、压强度较差,极易产生掉块、冒顶等,且受地质构造影响,围岩较破碎,巷道自稳性较差。由于断层构造裂隙的影响,岩层隔水性较差,断层附近形成了多片大面积的淋水、浸水区域,多处顶板淋水严重,水的侵蚀进一步恶化了围岩岩性,致使巷道支护难度加大。

### 1.2 原支护变形破坏特征

兴业煤矿被义煤集团兼并重组后,采用“U29型钢”支护。根据现场观测调查,可以得到巷道围岩变形特征有以下几点:

1) U型钢架变形破坏严重,架间木背板断裂失效,支架整体向下方倾斜,如图2所示。



图2 巷道破坏状况

2) 混凝土喷层鼓出、剥落、掉块严重,多处地段出现“网兜”现象,严重处金属网被压裂,有碎石崩出。

3) 局部底臃严重,最大底臃量可达500mm左右,需经常卧底,严重影响了煤矿的正常运转。

4) 围岩变形持续时间长,整个变形过程可以持续几个月甚至一年之久。

## 2 破坏机理分析

### 2.1 原支护数值模拟分析

根据主斜井地质条件,通过有限差分软件FLAC3D<sup>[10]</sup>对原支护状态下巷道变形破坏进行了数值模拟计算。

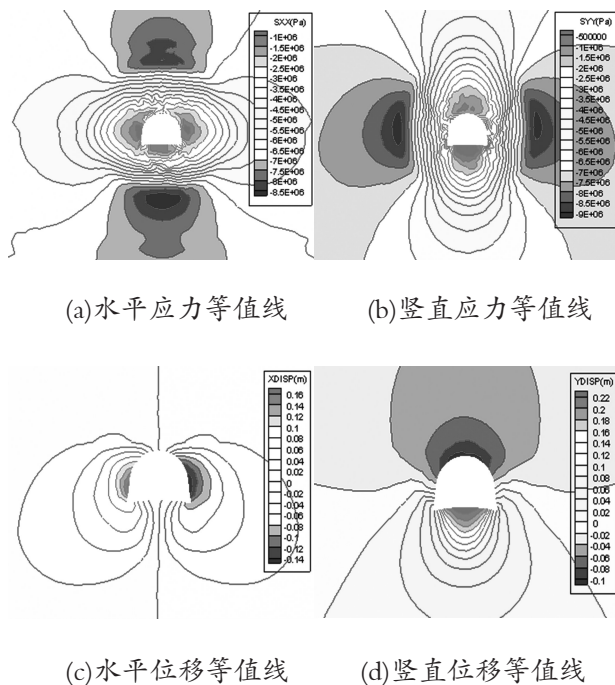


图3 原支护数值模拟结果

由图3(a)可以看出,巷道两帮围岩水平应力从巷帮向外逐渐增大,最终恢复到原岩应力状态;巷顶底板水平应力从巷帮开始先增大后减小,最后达原岩应力状态,在巷道顶底板深处岩体产生了应力集中,水平应力在顶底板应力集中的最大值为8.5MPa,此时对应的水平应力集中系数约为1.52。由图3(b)可以看出,巷道围岩竖直应力等值线大致沿巷道中心线向外对称分布,整个竖直应力等值线图呈蝶翅状。与水平应力分布不同,巷道顶底板围岩竖直应力从顶底板边缘向外逐渐增大,最终恢

复到原岩应力状态;巷道两帮竖直应力从巷帮开始先增大后减小,巷道两帮岩体竖直应力最大值为9MPa,此时对应的竖直应力集中系数约为1.61。由图3(c)可以看出,两帮相对移近量约320mm,两底肩角的位移范围明显大于两帮肩角的位移范围,这是由于U钢支架对底部没有支护效果造成的,导致底角岩体水平位移没有约束,水平位移的范围大于两帮岩体。由图3(d)可以看出,顶底板相对移近量达320mm,且在原支护方式下巷道底板围岩竖直位移量是顶板围岩竖直位移量的两倍之多,造成这种状况的原因,也是由于原支护方式所用U型钢支架不是全封闭U钢支架,底部无约束,从而导致了底部围岩的竖直位移量远远大于顶部围岩竖直位移量。

基于以上分析可以得到:在原支护方式下,主斜井巷道很容易导致冒顶和底臃,而底板破坏的可能性更大一些。底臃引起底板开裂后,周围水分侵入,底板遇水软化,强度降低,变形加剧,导致变形向底板深处岩体发展,直至巷道完全失稳。原支护方式下支架与围岩共同作用,在一定程度上阻止了巷道围岩变形,但未达到理想效果,由于围岩与支护体的不耦合,导致围岩塑性区较大,围岩变形未得到很好地控制。

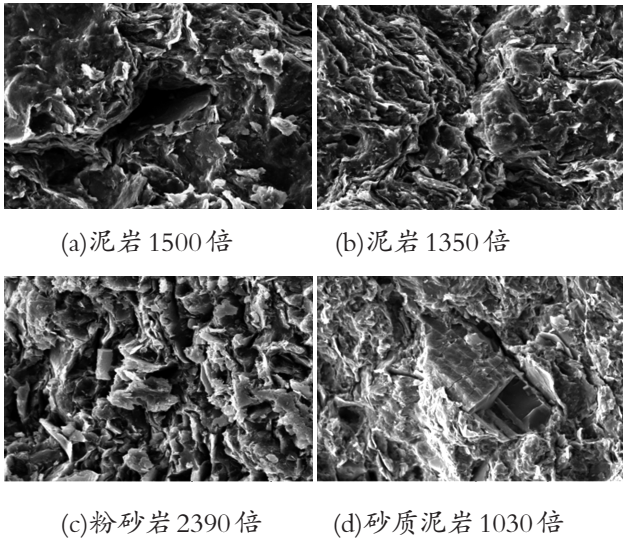
### 2.2 破坏机理分析

通过现场调研、实验室试验、数值模拟和理论分析,可得出主斜井巷道破坏机理主要有以下几个方面:

#### 1) 围岩性质

主斜井围岩多以泥岩、砂质泥岩、中粒砂岩和粉砂岩为主,这些岩石属较软岩类,为不坚固岩

层,岩石强度低,岩性差,岩石的抗剪、拉、压能力较低。



(a)泥岩 1500 倍 (b)泥岩 1350 倍  
(c)粉砂岩 2390 倍 (d)砂质泥岩 1030 倍

图4 围岩电镜扫描结果

采用电子显微技术对巷道围岩的微观结构和矿物成分进行测试分析,从扫描结果可以看到(扫描结果见图4):泥岩微结构呈现层片状,并有伊利石颗粒和片状伊蒙混层,粒间可观察到粒状孔隙和三角形孔隙,微孔隙较为发育,贯通性好;粉砂岩可观察到微裂隙和粒表溶蚀孔,孔中充填较多蒙脱石、伊-蒙混合物,具有无序混层排列特征和煤层束状结构;砂质泥岩呈现鳞片状,有黄铁矿颗粒,具有少量粒状孔隙和微裂隙,粒间可观察到被方解石和伊利石填充的裂隙,呈絮状分布。从扫描分析结果可知:围岩原生裂隙发育,且部分裂隙的连通性较好,在工程扰动下进一步扩展、贯通,加上围岩含有较多蒙脱石、伊-蒙混合物和伊利石等矿物成分,具有遇水膨胀的性质,同时围岩在浸水条件下,膨胀性显著,容易发生崩解、泥化,从而导致围岩更加松散破碎,支护难度加大。

## 2)地质构造与弱面

主斜井穿越岩层地质结构复杂,节理、断层和裂

隙发育丰富,大大破坏了围岩的完整性,这些地质构造与弱面改变了岩石的物理力学性质参数,使巷道围岩抵御破坏的能力和自承能力大大地降低,且巷道开挖降低了对断层滑移面的约束能力,导致断层附近岩体滑移变形加剧,加大了支护难度。

## 3)水

由于断层构造较多,一些岩层含水和老窑水通过这些构造裂隙渗入巷道围岩,并在巷道围岩裂隙中渗透,形成多片大面积的淋水、浸水区域,巷道围岩长期受到水理、风化作用,使岩体软化,强度降低,愈发加剧了围岩向巷道自由空间内的挤入趋势,加大了巷道变形量。

## 4)采空区

兴业煤矿为整合煤矿,以前乱采乱挖现象严重,矿区浅部有多个采空区分布。主斜井一侧即五3煤层采空区,主斜井受采空区支承压力影响,围岩应力水平升高,影响了巷道稳定。

## 5)支护体与围岩不耦合

主斜井采用U29型钢支护,未注重支护体与围岩之间的耦合。由于支架与围岩的不耦合,造成软岩巷道围岩内部巨大的变形能无法释放,以致局部应力集中,使得U型钢架产生弯曲或扭曲破坏,无法控制围岩的大变形<sup>[8]</sup>。

## 3 控制技术

### 3.1 变形力学机制转化

通过对主斜井工程地质条件和巷道破坏机理的综合分析,并结合软岩工程力学理论<sup>[11]</sup>,可确定主斜井巷道工程岩体为JS(节理化-膨胀性)复合型软岩,变形力学机制为I<sub>ABC</sub>II<sub>AD</sub>III<sub>ABC</sub>复合型变形力学机制。

针对主斜井巷道所具有的每一类型变形力学机制,选取以下相应的控制对策:

**I<sub>ABC</sub>型**——通过预留变形空间和柔性喷层技术,允许围岩有适当的变形,在保证巷道稳定的同时,使巷道围岩变形能层次释放;

**III<sub>ABC</sub>型**——通过锚杆三维优化和围岩注浆进行转化,密实破碎围岩空隙,固结强化围岩,改善了锚杆的着力基础,充分发挥围岩的自承能力;

**II<sub>AD</sub>型**——采用锚网索喷耦合支护和底角锚杆技术,大大提高了支护结构的承载力和适应性,切断了底板塑性滑移线,抑制了底板剪切滑移变形,从而将不稳定的II<sub>AD</sub>型变形力学机制进行转化。

据以上分析,确定主斜井复合型变形力学机制的转化过程(即控制对策)如图5所示。

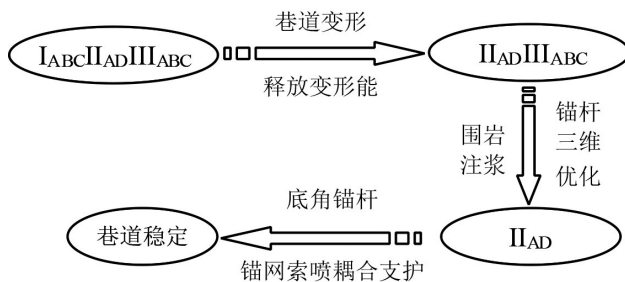


图5 复合型变形力学机制转化过程

因此,通过对主斜井变形力学机制分析,并结合主斜井工程地质特征,确定主斜井控制对策为“锚网索喷+底角锚杆+全断面注浆”耦合支护形式。

### 3.2 围岩塑性区范围理论计算

巷道开挖以后,围岩应力重新分布,巷道围岩中形成了破裂区、塑性区和弹性区。长期的理论和实践证明,巷道围岩塑性区范围的大小是决定巷道稳定性的重要因素之一,可以作为评价巷道稳定性和支护难易程度的指标。塑性区半径及应力的计算一般采用芬纳公式或卡斯特纳公式来实现。卡斯特纳

公式表述如下:

$$R_p = R_0 \left[ \frac{(p_0 + c \cdot \cos \varphi)(1 - \sin \varphi)}{c \cdot \cos \varphi} \right]^{\frac{1 - \sin \varphi}{2 \sin \varphi}} \quad (1)$$

式中,  $R_p$ —塑性区半径,m;  $R_0$ —开挖圆半径,m;  $P_0$ —上覆岩层原岩应力,MPa;  $\varphi$ —围岩内摩擦角,°;  $c$ —围岩内聚力,MPa。

通过实验室岩石物理学试验,得到主斜井所处岩层中泥岩(按塑性区最大的岩性计算)的力学参数  $c=2.1\text{MPa}$ ,  $\varphi=26^\circ$  巷道最大埋深  $H=200\text{m}$ ,  $P_0=\gamma H=0.028 \times 200=5.6\text{MPa}$ , 代入公式(1)计算可得:  $R_p=3.01\text{m}$ , 而巷道塑性区范围  $L=R_p - R_0=1.21\text{m}$ , 即巷道的松动深度为1.21m。

### 3.3 支护参数设计

采用  $\Phi 22\text{mm} \times 2500\text{mm}$  左旋无纵筋螺纹钢锚杆, 间排距设计为  $700\text{mm} \times 700\text{mm}$ , 为更好地控制巷道底脚, 使用锚杆加固巷道底角; 锚索采用  $\Phi 18.9\text{mm} \times 8000\text{mm}$  低松弛应力钢绞线, 间排距确定为  $1400\text{mm} \times 2100\text{mm}$ , 与锚杆间隔布置; 托盘均采用木托盘和碟形铁托盘组成的复合托盘; 注浆锚杆选用外径  $\Phi = 22\text{mm}$ , 壁厚  $\Phi = 3.0\text{mm}$  冷拔无缝钢管, 长度  $2000\text{mm}$ , 杆体上钻有交叉布置的  $\Phi 6\text{mm}$  出浆孔; 注浆材料采用 525 矿渣硅酸盐水泥, 水灰比  $0.75:1$ , 45Be 水玻璃作为速凝剂, 用量为浆液重量的  $3\% \sim 5\%$ , 采用单液注浆, 橡胶或软木止浆塞封孔, 注浆压力控制在  $1 \sim 1.5\text{MPa}$ 。具体支护参数如图6所示。

巷道的支护效果与施工过程密切相关, 通过研究和分析, 确定主斜井的具体施工工序为: 刷大断面至掘进断面→前探梁临时支护→安装顶锚杆→安装帮、角锚杆→安装锚索→安装注浆锚杆→喷浆→全断面注浆。

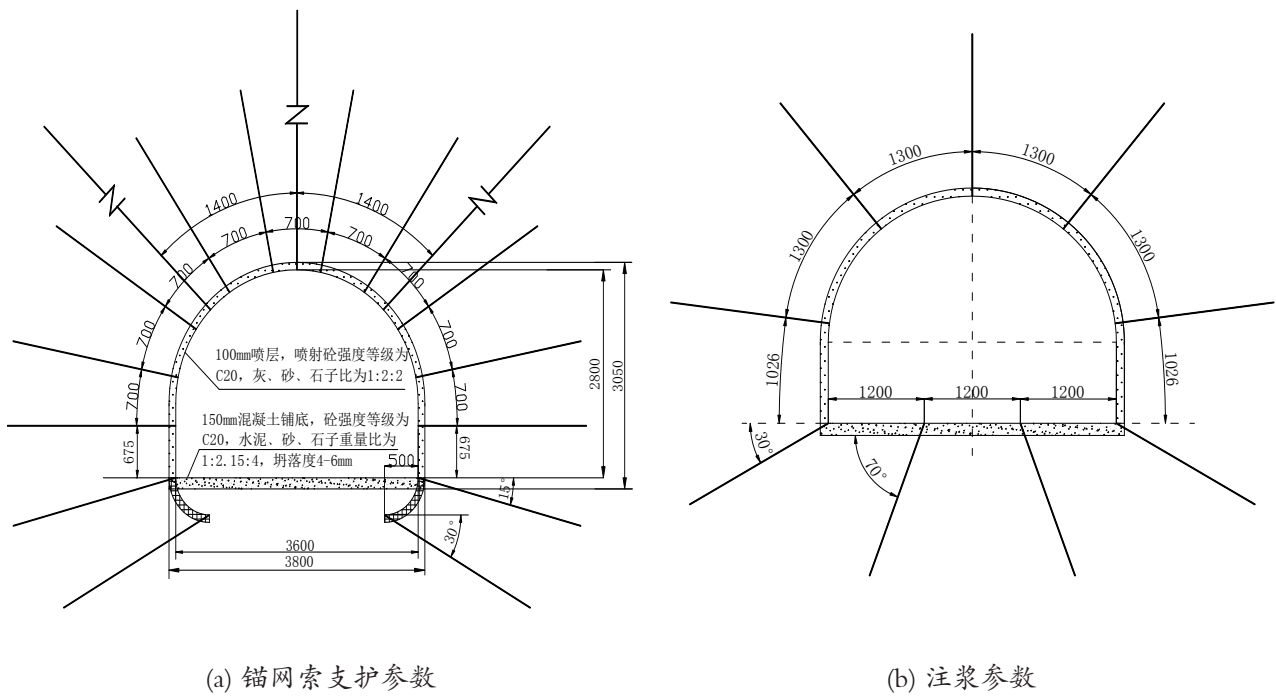


图6 支护参数

## 4 支护效果分析

### 4.1 数值模拟分析

首先利用ANSYS软件建立计算模型(如图7所示),再导入FLAC3D<sup>[16]</sup>中进行模拟计算。根据工程经验与采矿理论,模型下边界设定为固定边界,限制水平和垂直位移;左右边界禁止水平位移,允许垂直位移;上边界设定为自由边界,不进行约束。受断层和地质构造影响下,水平应力一般大于垂直应力,取侧压系数 $\lambda = 1.2$ ,上覆岩层平均容重 $\gamma = 27\text{KN/m}^3$ 。在锚注支护中,浆液的扩散半径按最小值1.5m考虑,岩石强度提高的幅度按0.5倍考虑。新支护方案数值模拟结果见图8。

由图8可知,在“锚网索喷+底角锚杆+全断面注浆”耦合支护方案下,围岩应力分布比较均匀,局部应力集中现象基本消失,顶底板和两帮相对移近量

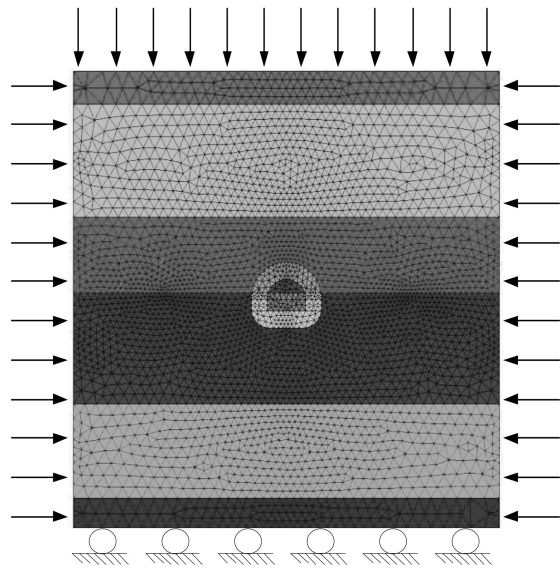


图7 数值计算模型

分别降低为38mm和32mm,围岩塑性区比原支护形式下大大减小(见图9),围岩变形基本得到控制。巷道围岩与支护体在强度、刚度及结构上达到了耦合,从而实现了支护一体化、荷载均匀化,有效控制了围岩变形,达到了巷道稳定的目的<sup>[15]</sup>。

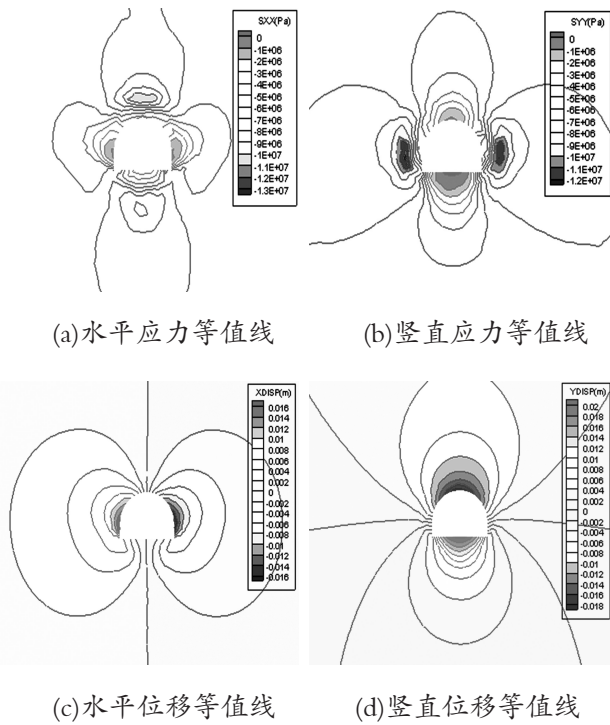
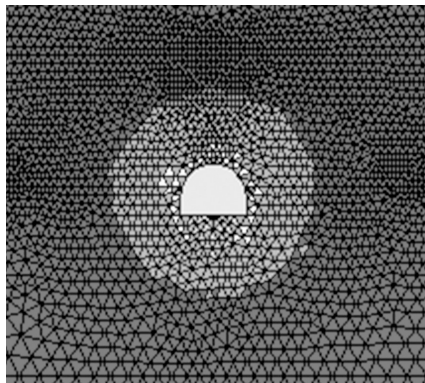
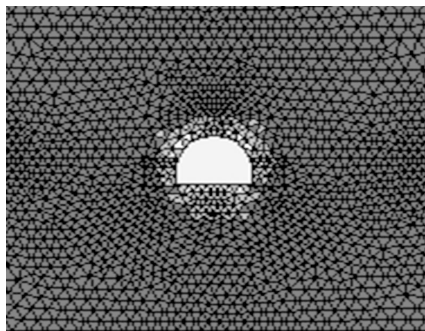


图8 新支护方案数值模拟结果



(a)原支护形式下围岩塑性区



(b)新支护方案下围岩塑性区

图9 围岩塑性区

#### 4.2 现场应用效果分析

此次监测布置4个监测点,监测期为120天,平均监测数据见图10-11。

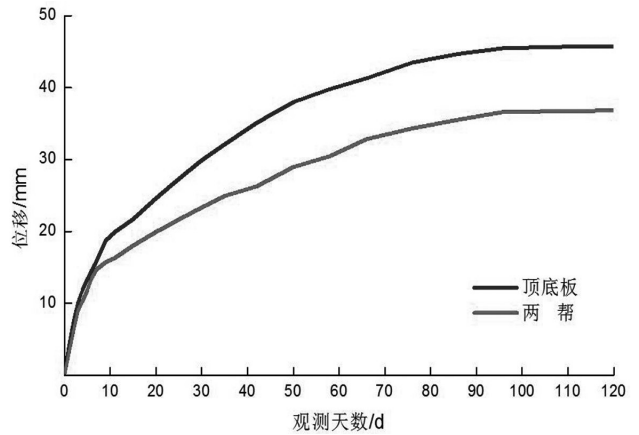


图10 新支护方案下巷道围岩相对位移曲线

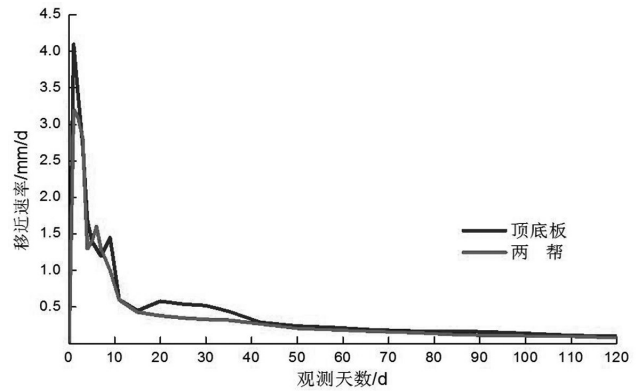


图11 新支护方案下巷道围岩变形速率曲线

120天的监测结果显示:顶底板移近量为46.7mm,两帮移近量为36.9mm,对比原支护方式下顶底板移近量(380mm)和两帮移近量(345.7mm),变形量大大降低,支护效果改善明显;顶底板和两帮平均相对移近速率分别由原来的1.13mm/d、1.04mm/d降低为0.1mm/d、0.08mm/d。可见新的支护方案有效控制了巷道围岩变形,取得了良好的支护效果。

## 5 结论

1)围岩性质、地质构造与弱面、水、采空区和支护体与围岩不耦合是巷道变形破坏的主要因素,其变形力学机制确定为IABCHADIIIABC复合型变形力学机制。

2)基于巷道破坏机理、现场工程地质条件和变形力学机制转化,提出了“锚网索喷+底角锚杆+全断面注浆”耦合控制对策。

3)数值模拟和现场监测结果显示:“锚网索喷+底角锚杆+全断面注浆”支护方案使围岩与支护体达到了耦合状态,有效控制了巷道围岩变形,取得了良好的支护效果。

## 参考文献:

- [1]何满潮.软岩巷道工程概论[M].徐州:中国矿业大学出版社,1993.
- [2]何满潮,孙晓明.中国煤矿软岩巷道工程支护设计与施工指南[M].北京:科学出版社,2004:120-138.
- [3]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.
- [4]HE Manchao. Rock mechanics and hazard control in deep mining engineering in China. Rock Mechanics in Underground Construction[C]//Rock mechanics in underground construction, Proceedings of ISRM International symposium 2006. The World Scientific Publishing, 2006, 11: 29-46.
- [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.
- [6]HE Manchao. Physical modeling of an underground roadway excavation in geologically 45° inclined rock using infrared thermography[J]. Engineering Geology, 2011, 121: 165-176.
- [7]刘泉声,张伟,卢兴利,等.断层破碎带大断面巷道的安全监控与稳定性分析[J].岩石力学与工程学报,2010,29(10):1954-1962.
- [8]黄新贤,周钢,祁和刚,等.高应力破碎岩巷注锚支护技术[J].采矿与安全工程学报,2010,27(4):527-531.
- [9]常庆粮,周华强,李大伟,等.软岩破碎巷道大刚度二次支护稳定原理[J].采矿与安全工程学报,2007,24(2):169-172+177.
- [10]彭文斌.FLAC3D实用教程[M].北京:机械工业出版社,2007.
- [11]何满潮,景海河,孙晓明.软岩工程力学[M].北京:科学出版社,2002.
- [12]HE Manchao, SU Yonghua, SUN Xiaoming, et al. Study of models of stability reliability for surrounding-rock in underground roadway[C]// Frontiers of Rock Mechanics and Sustainable Development in the 21st Century. Rotterdam: A A Balkema, 2001: 307-310.
- [13]孙晓明.煤矿软岩巷道耦合支理论理研究及其设计系统开发[D].北京:中国矿业大学(北京校区),2002.
- [14]王卫军,侯朝炯.软岩巷道支护参数优化与工程实践[J].岩石力学与工程学报,2000,19(5):647-650.
- [15]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.
- [16]陈育民,徐鼎平.FLAC/FLAC3D基础与工程实例[M].北京:中国水利水电出版社,2005.