

文章编号: 1673-3363-(2015)05-0735-06

# 采动影响大断面巷硐群加固机理及 对穿锚索控制技术

韦四江<sup>1,2</sup>, 宋常胜<sup>1</sup>, 杨玉顺<sup>1</sup>, 孙闯<sup>1</sup>

- (1. 河南理工大学能源科学与工程学院, 河南 焦作 454003;  
2. 煤炭安全生产河南省协同创新中心, 河南 焦作 454003)

**摘要** 采动影响下的高支承压力, 造成鹤煤九矿 31 巷硐群软弱围岩发生蠕变破坏乃至返修, 提出了深浅交错全断面注浆和对穿锚索的硐室围岩加固方法。采用相似模拟试验研究了该巷硐群在强支承压力作用下的失稳机理, 试验表明: 随着顶压增加, 硐室两侧岩柱变形持续增加, 其承载能力持续降低; 对穿锚索的载荷先增加, 而后呈现波浪状调整状态; 对穿锚索对于增加岩柱表层压应力及其承载能力非常重要; 窄岩柱承受了更高的支承压力, 破坏更为严重, 两帮锚固体表现为整体移近。工业试验表明, 对穿锚索能够有效控制硐室帮岩柱和硐室围岩的稳定。

**关键词** 巷硐群; 采动影响; 相似模拟; 破坏特征; 对穿锚索

**中图分类号** TD 353 **文献标志码** A **DOI** 10.13545/j.cnki.jmse.2015.05.006

## Reinforcement mechanism and control technology with two-ended cables of roadway and chamber groups influenced by mining

WEI Sijiang<sup>1,2</sup>, SONG Changsheng<sup>1</sup>, YANG Yushun<sup>1</sup>, SUN Chuang<sup>1</sup>

- (1. School of Energy Science and Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo, Henan 454003, China;  
2. The Collaborative Innovation Center of Coal Safety Production of Henan, Jiaozuo, Henan 454003, China)

**Abstract** According to the problem of creep damage and reinforcement of roadway and chamber groups influenced by mining with high abutment stress and weak adjacent rock in Hebi 9<sup>th</sup> Colliery, strengthening method has been proposed, characterized with full cross-section, shallow-deep hole grouting and two-ended cables. The instability mechanism of roadway and chamber groups with high abutment stress has been studied by means of analogue simulation. The study has shown that as the top pressure increases, displacement of chamber rock pillar increases; bearing capacity of pillar decreases; loads of two-ended cables increases at first, then adjusts continuously in wavy shape. Two-ended cables are vital to the bearing capacity and compressive stress increase of wall surface. Narrow rock pillar is seriously damaged by high abutment stress. Overall movements happen in wall anchorage body. The industry tests have shown that the two-ended cables can effectively help to control the stability of pillar and adjacent rock.

**Key words** roadway and chamber groups; mining affection; analogy simulation tests; damage

收稿日期: 2013-12-16

基金项目: 国家自然科学基金项目(U1304517); 河南省教育厅科学技术研究重点项目(13A440334); 河南省高等学校青年骨干教师资助计划项目(2010GGJS-058); 河南理工大学博士基金项目(B2012-077)

作者简介: 韦四江(1977—), 男, 河南省扶沟县人, 副教授, 从事深井巷道围岩控制及矿山岩石力学方面的研究。

E-mail: jzitwsj@126.com

Tel: 15839106796

character; two-ended cables

高应力大断面巷硐群围岩强流变变形破坏是巷硐返修的主要因素<sup>[1-3]</sup>,其控制手段包括高强耦合一次支护与浇灌钢筋混凝土二次支护<sup>[4]</sup>、锚网索+柔层桁架耦合支护<sup>[5]</sup>、刚-柔耦合支护<sup>[6]</sup>、注浆加固<sup>[7]</sup>等方法,但上述方法对高支承压力作用下的巷硐群软弱岩(煤)柱加固效果不良。预应力对穿锚索在水电大型洞室中隔墙加固<sup>[8-9]</sup>、深基坑加固<sup>[10]</sup>、桥台加固<sup>[11]</sup>等应用较多,且技术成熟;但因空间、技术等方面的限制,在矿井巷硐群加固中仅有小范围应用,如窄煤柱加固<sup>[12]</sup>、岩柱加固<sup>[13-15]</sup>等。本文以鹤壁九矿 31 采区巷硐群返修加固为工程背景,采用相似模拟方法研究了采动支承压力作用下硐室破坏特征,提出了合理的硐室围岩加固方案,取得一定的效果。

## 1 巷硐群变形破坏及加固机理

### 1.1 工程背景

鹤壁九矿 31 采区避难硐室为水平硐室(巷道底板标高-413.6 m),长度 53 m。入口连接-420 轨道大巷,二者平行段岩柱宽 11.7 m;与-420 胶带运输巷间的岩柱宽度为 9.6 m,且二者的高差为 3 m,如图 1 所示。该区地层西部为单斜构造,岩层倾角较大,约为 20°~33°。避难硐室位于距二<sub>1</sub>煤层底板 10~20 m 的 S9 粗粒砂岩、泥岩岩层中。

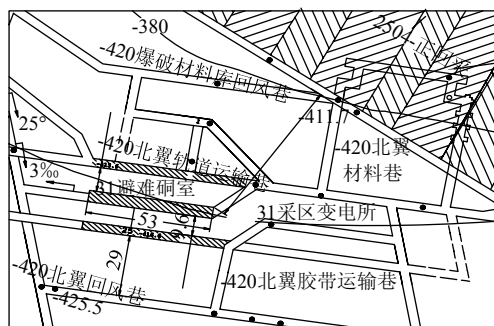


图 1 31 巷硐群位置图 (m)

Fig.1 Location of 31 chamber and roadway groups

### 1.2 变形破坏特征及围岩加固思路

2008 年年底,鹤壁九矿 31 采区避难硐室初始采用锚喷网索+高凸钢带+底角锚杆+U 型钢支架耦合支护技术控制围岩,效果较好,后受上覆 2504 工作面遗留煤柱的影响,硐室一直承受比较大的支承压力;截至 2011 年年底,出现硐室地板砖相互咬合隆起、混凝土浆皮脱落、氧气瓶储藏室门框变

形难以关闭等现象。

鹤壁九矿 31 巷硐群围岩为软弱岩层,应力水平高且受采动影响,造成硐室支护状况恶化,围岩失稳。硐室拱肩浆皮开裂、底鼓、两帮内挤是硐室破坏的主要形式。钻孔窥视结果表明:围岩顶板锚杆锚固范围内多环向裂缝、交错裂缝,围岩破碎;深部多裂隙、孔壁粗糙。硐室群间矿柱中形成的支承压力,是造成软弱岩层蠕变变形、围岩破碎范围大、支护结构失稳的主要原因。31 避难硐室及其两侧巷道围岩稳定性数值模拟和蠕变分析表明,支承压力作用下的蠕变是硐室群围岩变形破坏的主因。

根据硐室的变形破坏特征及破坏机理,提出了巷硐群的加固思路:围岩注浆加固与对穿锚索联合支护,即采用深浅交错全断面注浆和对穿双作用锚索加固围岩。

## 2 试验设计

### 2.1 试验目的及方案

为了对巷硐群围岩控制机理进行研究,采用相似模拟手段研究随着铅直应力的增加,锚网喷架+对穿锚索支护条件下硐室围岩破坏及控制机制。

为方便开挖及安装对穿锚索,将-420 胶带运输巷、-420 轨道运输巷和 31 避难硐室置于同一水平;为保证两侧的巷道处于均压范围之内,对巷硐间的岩柱尺寸进行了调整,其宽度为 5 m(200 mm,胶带巷-31 避难硐室)和 6.7 m(268 mm,轨道巷-31 避难硐室),如图 2 所示。



图 2 模型全貌及巷硐支护图 (mm)

Fig.2 Full view of model and supports of chamber and roadway

### 2.2 相似条件和相似材料

几何相似比  $\alpha_l=25$ , 容重相似比  $\alpha_\gamma=1.58$ , 应力相似比  $\alpha_\sigma=\alpha_l \cdot \alpha_\gamma=39.5$ , 根据 31 避难硐室的物理力学参数选定各岩层的配比号,并计算得到各层材料用量,如表 1 所列。

表 1 装料层数及顺序  
Table 1 Orders and numbers of similar material

序号	岩层名称	厚度/m	层厚/cm	配比号	分层	砂子/kg	石膏或水泥/kg	碳酸钙/kg	水/kg	硼砂/kg	模型强度/ kPa	实际强度/ MPa
1	二 <sub>1</sub> 煤层	8.20	5.8	755	2	27.608	1.972	1.972	3.155	0.316	189.834	7.5
2	砂质泥岩	7.10	28.4	955	7	39.728	2.207	2.207	4.414	0.441	576.104	22.76
3	S9 粗粒砂岩	11.00	44.0	737	40	6.759	0.290	0.676	0.772	0.077	2 229.69	88.07
4	泥岩	1.00	4.0	555	4	8.000	0.800	0.800	0.960	0.096	144.444	5.71
5	石灰岩	1.00	4.0	855	4	9.671	0.604	0.604	1.088	0.109	1 759.376	69.50
6	粗粒砂岩 (硐室层位)	5.00	20.0	937	5	39.168	1.306	3.046	4.352	0.435	899.322	35.52
7	泥岩 (硐室层位)	5.35	21.4	555	5	34.240	3.424	3.424	4.109	0.411	144.444	5.71
8	L8 石灰岩	3.85	15.4	855	5	29.787	1.862	1.862	3.351	0.335	1 759.376	69.50
9	泥岩	4.25	17.0	537	4	34.000	2.040	4.760	4.080	0.408	189.786	7.50

备注：4，5，6 和 7 岩层为 31 避难硐室所在层位；模拟围岩注浆时，石膏改为水泥。

2.3 试验模型建立及测量方式

试验利用河南理工大学与总参工程兵科研三所共同研制的 YDM-E 型采矿工程物理模拟试验系统，试验台尺寸为 1600 mm×1600 mm×400 mm，平面内均压范围为 1 300 mm，模型全貌如图 2 所示。

采用微型土压力盒测量巷硐间矿柱应力变化，埋设位置位于硐室两侧岩柱高度、宽度中间位置；利用应力环监测对穿锚索载荷的变化，采用 20 通道 DH3818 静态应变仪监测应力环、压力盒的动态变化。每次加压完毕后，利用钢卷尺测量硐室两帮和顶底板移近量，用塑钢玻璃板描绘避难硐室围岩变形及裂隙发育规律。

2.4 支护方式

避难硐室采用锚网喷架+对穿锚索进行支护：预埋对穿锚索，开挖后安装锚杆。采用  $\Phi 1.5$  mm 的铁丝模拟锚杆，间排距 28 mm(700 mm)，长度 96 mm(2 400 mm)；采用  $\Phi 1.5$  mm 的铁丝模拟锚索，间排距 56 mm(1 400 mm)，长度 292 mm(7 300 mm)；采用  $\Phi 3$  mm 的塑料焊条模拟对穿锚索，长度为 200 mm(5 m)和 268 mm(6.7 m)，每排 2 根，用边长 15 mm、厚 1 mm 的铝板作为托板；避难硐室两侧各 12 根对穿锚索；对穿锚索两端加工螺纹，用螺帽拧紧以施加预紧力。

2.5 试验过程

根据硐室工程地质条件，其埋深 588 m，则铅直应力 14.7 MPa，侧压系数取 1.2，则侧压力取 17.64 MPa。根据周围采动影响，铅直方向应力逐渐加大，顶压系数  $\lambda$ (铅直应力与水平应力比值)由 1.0 增加到 3.2，即 1.8，2.4，2.8 和 3.2，铅直应力最大为 1.90 MPa。每次加载前模型前后面需加约束板进行约束，

加载后取下约束板进行照相、位移测量，并用彩笔把对应应力下裂隙的破坏形态描绘到透明板上，导入 CAD，描绘出裂隙分布图。

3 试验过程及结果分析

3.1 围岩裂隙演化规律

限于篇幅，本文只对避难硐室不同顶压时的围岩裂隙照片及素描图进行分析，如图 3 所示。从图可看出，随着压力的改变，硐室围岩裂隙发育呈现如下规律：

- 1) 当顶压  $\lambda=1.8$  时，硐室顶板出现裂纹，顶板逐渐下沉；帮部出现较少裂隙；底板几乎未出现裂隙。
- 2) 当顶压  $\lambda=2.4$  时，顶板裂隙逐渐发育，裂隙增多，巷道内部顶板裂隙进一步增加，贯穿巷道顶板，锚杆托盘弯曲，锚杆间出现块状脱落，尺度约为 1 cm×1 cm，下部岩层出现松动破坏，顶板及拱部稳定；帮部裂隙逐渐发育，层面间剪切错动，局部块体脱落，尺度约为 1.2 cm×1.2 cm，锚杆及对穿锚索托盘弯曲内陷，帮部整体处于稳定状态；底板出现少量贯穿的长裂隙，裂隙长度增大。
- 3) 当  $\lambda=3.2$  时，在硐室右拱肩处出现较大裂缝，顶部裂隙逐渐增多、贯穿，呈网状，围岩表层呈现松动不稳定状态，拱肩局部 2 根锚杆之间的块体掉落，造成锚杆失效；顶部块体脱落面积逐渐增大，巷道顶板内部出现较大裂缝，最大裂缝宽度达 5 mm，由于硐室底板底鼓、疏松破坏及顶帮冒落块体堆积，底板呈现反拱形态。帮部块体脱落严重，造成 1 根对穿锚索托盘脱落。由于避难硐室和胶带运输巷之间岩柱相对较窄，承受了更高的支承压

力, 硐室右帮破坏更为严重一些。对穿锚索强力支护两帮, 两帮锚固体表现为整体移近; 因为底板未支护, 底板底鼓严重, 底板出现多条长的裂隙, 其

中为密集的小裂隙, 底鼓量约为 10 mm, 底板裂隙发育深度达到 150 mm。

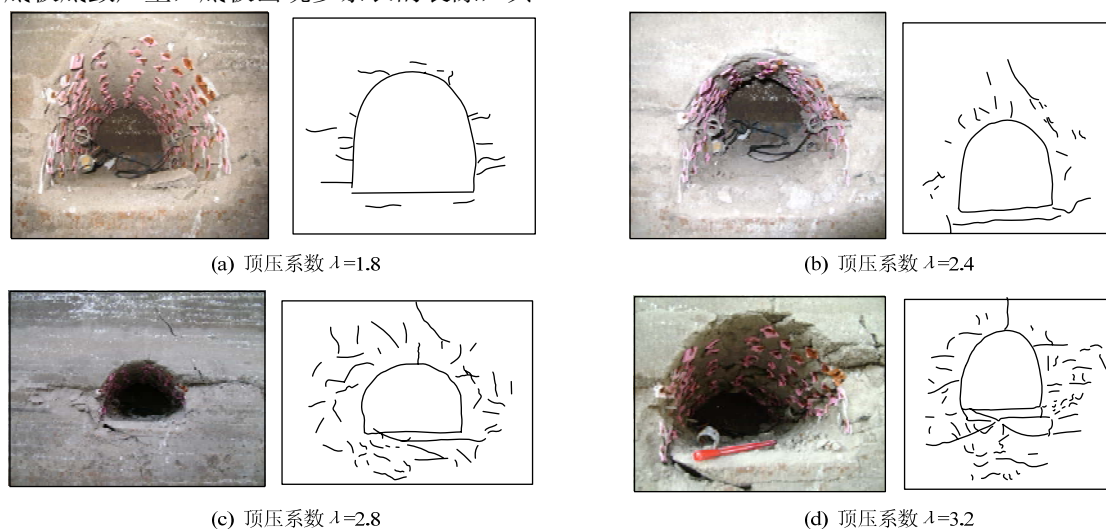


图 3 围岩裂隙照片及素描图

Fig.3 Fracture photos and sketches of adjacent rock

### 3.2 巷道围岩位移变化规律

避难硐室位移如图 4 所示。由图可知: 当顶压系数  $\lambda < 1.8$  时, 避难硐室顶底板和两帮位移比较小, 巷道周边位移变化速率很低;  $1.8 < \lambda < 2.4$  时, 巷道围岩变形速率增加很快, 其中顶底板位移接近 15 mm, 两帮位移接近 10 mm;  $2.4 < \lambda < 2.8$  时, 顶底板位移增加速率很快, 两帮位移增加变缓, 顶底板位移变化斜率相应降低;  $2.8 < \lambda < 3.2$  时, 顶底板增加较快, 达到 38 mm, 而两帮位移变形趋缓, 达到 16 mm。总体上看, 避难硐室周边位移随着加载应力的增加而增大。

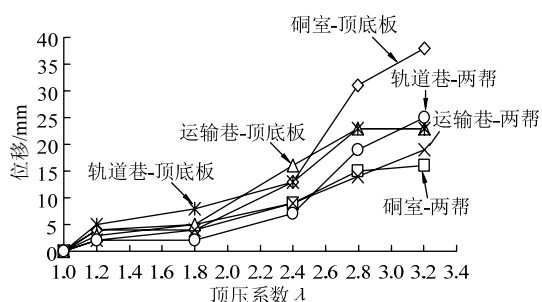


图 4 避难硐室位移图

Fig.4 Displacement of safety chamber

### 3.3 巷道帮部保护岩柱及对穿锚索应力特征

根据顶压系数的变化, 记录轨道巷-避难硐室-胶带巷之间岩柱铅直应力和两侧岩柱上测力环受力情况。

采用微型压力盒记录了不同顶压情况下保护

岩柱的应力变化规律, 如图 5 所示。

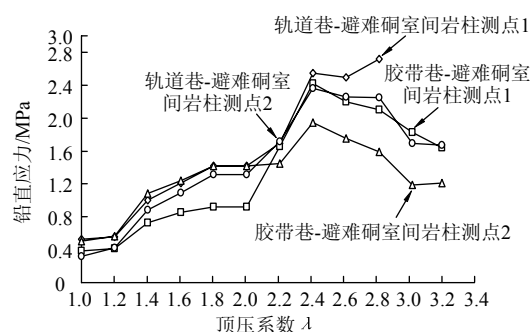


图 5 避难硐室两侧岩柱应力变化

Fig.5 Stress in wall pillar of safety chamber

由图 5 可知: 当  $\lambda < 2$  时, 巷道间岩柱受力缓慢增加, 左右两侧岩柱载荷没有明显的差异; 当  $2.0 < \lambda < 2.4$  时, 岩柱载荷普遍增加, 其中右侧测点 1(较窄)增加幅度较大; 当  $2.4 < \lambda < 3.2$  时, 除左侧(较宽)测点轻微增加之外, 其余测点都随着顶压的增高而降低, 说明岩柱大部分区域已经进入破裂状态, 但仍然具有一定的承载能力。

利用应力环记录不同顶压下保护岩柱中对穿锚索的载荷分布, 如图 6 所示。由图可知: 当  $\lambda < 1.8$  时, 随着顶部载荷的增加, 对穿锚索载荷逐渐增加; 当  $1.8 < \lambda < 2.0$  时, 3 根对穿锚索载荷陡降, 其中右侧 1<sup>#</sup>应力环载荷由 46 N 降低到 27 N, 降幅达 40%, 而左侧 2<sup>#</sup>应力环载荷则缓慢增加; 当  $2.0 < \lambda < 2.6$  时, 窄岩柱侧 2<sup>#</sup>应力环载荷持续增加, 表明其表面持续



膨胀变形, 硐室表面的裂隙发育也表明了这一点, 而右侧 1<sup>#</sup>和左侧应力环则有一定程度的降低, 但幅度不大; 当  $2.6 < \lambda < 3.2$  时, 右侧岩柱 1<sup>#</sup>应力环载荷逐渐降低, 由峰值时的 68 N 降低到 58 N, 降幅为 15%, 而右侧的 2<sup>#</sup>应力环载荷由峰值时的 41 N 陡降至 19 N, 降幅达 51%, 表明窄岩柱工况进一步恶化, 硐室表面出现网状剥落, 对穿锚索托板内挤、失效, 左侧宽岩柱对穿锚索载荷则震荡下移, 降幅为 21%。加载后取出锚杆显示, 靠近底板的窄岩柱侧对穿锚索弯曲变形严重, 中段呈弧形, 而上部的变形则小一些。

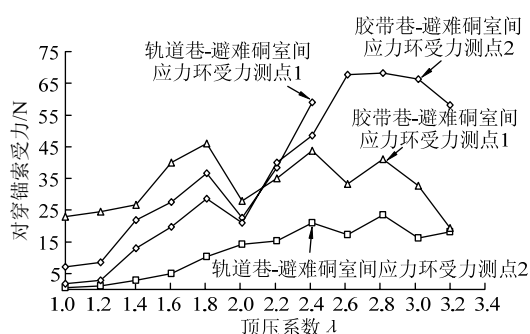


图6 岩柱两侧对穿锚索载荷变化

Fig.6 Load of two-ended cables in wall pillar of safety chamber

从上述分析可以看出: 随着顶压增加, 硐室两侧岩柱变形持续增加, 其承载能力则持续降低; 而对穿锚索的载荷则先增加, 而后处于不断的波浪状调整之中。对穿锚索对于增加岩柱表层压应力及其承载能力具有非常重要的意义。

## 4 工业性试验及矿压观测

### 4.1 巷硐群加固方案

根据硐室现有支护情况, 拟采用补强锚索+深浅交错注浆+对穿锚索进行支护, 支护参数如下:

1) 补强锚索: 间排距 1400 mm×2100 mm, 规格  $\Phi 21.8$  mm×L7300 mm, 4 支 Z2360 型树脂锚固剂锚固, 每排布置 3 根, 锚索垫板为 300 mm×300 mm×16 mm 钢板。

2) 注浆参数: 注浆管由壁厚 3 mm、 $\Phi 32$  mm 的无缝钢管制作。深孔(长 4.0 m)注浆采用由水泥浆、水玻璃、粉煤灰和其他添加剂组成放入 C-S 浆液, 注浆压力 1 MPa 左右, 单孔注浆时间不低于 30 min。浅孔注浆(长 1.8 m)浆液选用单液水泥浆, 32.5 号普通硅酸盐水泥, 水灰比为 0.6:1~0.7:1, 单孔注浆压力 2~3 MPa, 注浆时间不低于 20 min。

3) 对拉锚索: 每组由 4 根  $\Phi 15.24$  mm 的钢绞线每隔 0.8 m 绑扎在固定环编织而成, 前端用  $\Phi 20$  mm 的塑料管套上 5 m, 作为预应力段; 放入钻孔时必须把  $\Phi 10$  mm 的塑料管绑在前段, 用于排出空气; 检查排气管通畅后, 利用大块破布封闭孔口, 放好孔口注浆管用于注入砂浆; 当用于排气的塑料管排出砂浆时即可停止注浆。注浆压力 0.6~0.8 MPa, 注满 4 h 后即可除去注浆插管, 用砂浆处理平孔口部分, 以便进行锚索托盘固定。对穿锚索结构如图 7 所示。选用开封长城预应力有限公司的 CBM15(13)-4 系列锚固体系、YDC1100 型张拉机具。对穿锚索安装在避难硐室与轨道大巷之间的岩柱中, 每排 2 组, 间距 1.5 m, 排距为 2.8 m, 长度 11.5 m。

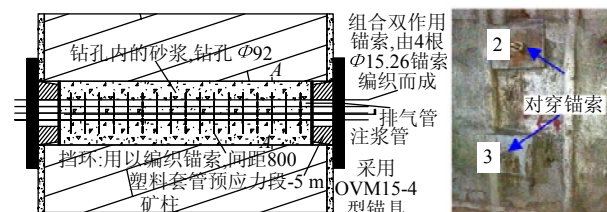


图7 对穿锚索结构示意图及现场照片 (mm)

Fig.7 Sketch of two-ended cables and field photo

施工顺序: 喷混凝土封闭围岩→浅孔注浆→深孔注浆→补强锚索→对穿锚索。

对穿锚索施工顺序: 打  $\Phi 70$  mm 的水平孔(孔深 11.3 m)→推入锚索束→灌浆 4 h 后安装托板并养护 3~5 d→初步张拉至 200 kN, 28 d 后张拉至 400 kN。

### 4.2 矿压观测

硐室加固后, 经过了半年的观测, 1<sup>#</sup>测站顶沉为 258 mm、两帮位移为 243 mm, 2<sup>#</sup>测站顶沉为 256 mm、两帮位移为 370 mm, 变形速率均小于 0.1 mm/d, 硐室已经基本稳定; 但变形较大, 对穿锚索平托板已被拉成内陷碗形, 其原因是上覆工作面仍然在回采及对穿锚索托板不合适。图 8 为硐室修复后的面貌。



图8 硐室加固后全貌

Fig.8 Full view of safety chamber after repair

对穿锚索的改进措施: 1) 穹顶形托板代替平托板以增强托板的抗压能力; 2) 托板下方制作混凝土墩, 以增加托板作用下的岩体强度; 3) 对穿锚索要先张拉后灌浆, 保证预紧力全长锚固。

## 5 结 论

1) 软弱围岩在高支承压力作用下的蠕变破坏是鹤壁九矿-420 巷硐群围岩失稳的原因, 据此提出了采用深浅交错全断面注浆和对穿双作用锚索的加固方法。

2) 巷硐群失稳机理的相似模拟试验表明: 随着顶压增加, 硐室两侧岩柱变形持续增加, 其承载能力则持续降低; 对穿锚索的载荷先增加, 而后处于不断的波浪状调整之中。对穿锚索增加了巷硐帮的表层压应力及其岩柱的承载能力。

3) 所采取的技术措施能够控制巷硐群围岩的稳定, 并提出了对穿锚索支护效果的改进措施。

## 参考文献:

- [1] 韦四江, 勾攀峰, 于春生. 大断面破碎硐室围岩蠕变模拟及控制技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(4): 489-494.  
WEI Sijiang, GOU Panfeng, YU Chunsheng. Creep simulation on fractured surrounding rock of large section chamber and its control technology[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30 (4): 489-494.
- [2] 李欣, 高谦, 刘增辉, 等. 金川III矿区硐室围岩蠕变特性与支护时机[J]. 北京科技大学学报, 2011, 33(10): 1182-1189.  
LI Xin, GAO Qian, LIU Zenghui, et al. Creep features of surrounding rock and supporting time for the chamber in Jinchuan Mine No.3[J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2011, 33(10): 1182-1189.
- [3] 韦四江, 马建宏, 李小军. 返修大断面硐室加固及数值模拟研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2009, 26(2): 217-220, 224.  
WEI Sijiang, MA Jianhong, LI Xiaojun. Reinforcement of repaired large section chamber and numerical simulation[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2009, 26(2): 217-220, 224.
- [4] 王兆申, 李高传, 张福景. 千米埋深采区硐室群集中布置设计[J]. 煤炭工程, 2011(1): 4-6.  
WANG Zhaoshen, LI Gaochuan, ZHANG Fujing. Design on centralized layout of chamber group in 1000 m depth mining block[J]. Coal Engineering, 2011(1): 4-6.
- [5] 李占金, 唐强达, 齐干. 鹤煤五矿深部交岔点大断面软岩巷道支护对策研究[J]. 岩土工程学报, 2010, 32(4): 514-520.  
LI Zhanjin, TANG Qiangda, QI Gan. Supporting strategy for large span intersection in deep soft rock roadway of the 5th Coal Mine of Hebei Coal Group[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2010, 32(4): 514-520.
- [6] 吕祥锋, 潘一山. 刚-柔耦合支护巷道围岩应力波传播和衰减规律及试验分析[J]. 工程力学, 2013, 30(1): 345-349.  
LYU Xiangfeng, PAN Yishan. Stress wave propagation and decay law and test analysis of surrounding rock by rigid-flexible coupling support[J]. Engineering Mechanics, 2013, 30(1): 345-349.
- [7] 孟庆彬, 韩立军, 乔卫国, 等. 赵楼矿深部软岩巷道变形破坏机理及控制技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(2): 165-172.  
MENG Qingbin, HAN Lijun, QIAO Weiguo, et al. The deformation failure mechanism and control techniques of soft rock in deep roadways in Zhaolou mine[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(2): 165-172.
- [8] 江权, 陈建林, 冯夏庭, 等. 大型地下洞室对穿预应力锚索失效形式与耦合模型[J]. 岩土力学, 2013, 34(8): 2271-2279.  
JIANG Quan, CHEN Jianlin, FENG Xiating, et al. Failure format and interactive mechanism of prestressed thru-anchor cable in a large underground caverns[J]. Rock and Soil Mechanics, 2013, 34(8): 2271-2279.
- [9] 戴会超, 蒋定国. 三峡永久船闸高边坡综合锚固技术研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(3): 468-476.  
DAI Huichao, JIANG Dingguo. Study on comprehensive anchorage techniques of high slope in permanent shiplock of Three Gorges Project[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(3): 468-476.
- [10] 刘秋芳. 对拉锚索排桩支护结构在顶进箱桥深基坑中的应用[J]. 铁道勘察, 2013, 39(1): 27-29.  
LIU Qiufang. The application of pulling row pile anchor supporting structure in the box bridge feeding in deep foundation[J]. Railway Investigation and Surveying, 2013, 39(1): 27-29.
- [11] 魏云杰, 刘健, 许模, 等. 预应力对穿锚索锚梁在宋家沟大桥桥台加固中的应用[J]. 地质灾害与环境保护, 2003, 14(1): 79-82.  
WEI Yunjie, LIU Jian, XU Mo, et al. Application of ophread-prestressed strand anchor and anchor beam to the abutment reinforcement in Songjiagou Great Bridge [J]. Journal of Geological Hazards and Environment Preservation, 2003, 14(1): 79-82.

(下转第 747 页)