

# 复杂地质条件下大断面巷道支护方式优化研究

郭 振 兴

(中国煤炭科工集团太原研究院有限公司,山西 太原 030006)

**摘 要:**针对枣泉煤矿12205工作面运输巷围岩地质条件变化复杂,原有支护不能有效控制围岩变形,采用数值模拟和现场监测的方法,对该巷道支护方式进行优化研究,提出了优化后的支护方式为锚网索+注浆+钢梁、钢棚等多介质耦合支护。结果表明,支护方式优化后巷道顶底板移近量为10~80 mm,变形速度较小,围岩变形趋于稳定;巷道围岩高应力区扩大了约1 m,围岩松动圈范围缩小至1.2~2.0 m。结果证实优化后的支护方式能充分发挥围岩与支护体的整体力学效应,变载荷为承载体,增加了围岩自身的承载能力,对巷道围岩的稳定性起到了较好的支护效果。

**关键词:**大断面巷道;支护方式优化;围岩松动圈;锚网索支护

中图分类号:TD322

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2014)03-0012-05

## Study on Support Method Optimization for Large Cross Section Gateway Under Complicated Geological Conditions

GUO Zhen-xing

(Taiyuan Research Institute Co., Ltd., China Coal Technology and Engineering Group, Taiyuan 030006, China)

**Abstract:** According to the variation and complicated surrounding rock conditions of the transportation gateway in No.12205 coal mining face of Zaoquan Mine, the previous support could not effectively control the deformation of the surrounding rock. An optimized study was conducted on the support method of the gateway. The optimized support method was a multi medium coupling support with bolt/steel mesh/anchor+grouting+steel beam, steel square support and others. The computer numerical simulation and the site monitoring and measuring method were applied to the support effect analysis on the support method after the optimization. The results showed that after the optimization of the support method, the convergence between the roof and floor of the gateway was 10~80 mm, the deformation speed was slow and the deformation of the surrounding rock was in stable. The high stress scope of the gateway surrounding rock was expanded about 1 m and the loose scope of the surrounding rock was reduced to 1.2~2.0 m. The support method optimized could fully play the integrated mechanics effect between the surrounding rock and support mass, the load could be changed as a loading mass and thus the loading capacity of the surrounding rock was enhanced, which would provide good support effect to the stability of the gateway surrounding rock.

**Key words:** large cross section gateway; optimized support method; loose scope of surrounding rock; cable/steel mesh/anchor support

## 0 引 言

长期以来,为了保证回采巷道的正常使用,回采巷道围岩控制一直是热点研究问题,而复杂围岩条件下大断面软岩巷道的支护更是近年来巷道支护中问题的难点。巷道的稳定性状况取决于围岩的地质力学条件、采掘技术条件以及支护条件等。实际工程中的回采巷道大多不具备保持自稳状态的条件,

必须采取一定的围岩控制措施。随着锚杆支护工程实践的不断丰富,对其机理的认识也不断全面和深入,适用于不同条件的各种锚杆支护理论相继被提出并逐步得到发展和完善。目前,锚杆支护理论主要有:①基于锚杆的悬吊作用而提出的悬吊理论、减跨理论等;②基于锚杆的挤压、加固作用提出的组合梁理论、组合拱理论以及楔固理论等;③综合锚杆的各种作用而提出的松动圈支护理论、锚固体强度高

收稿日期:2013-10-19;责任编辑:曾康生 DOI:10.13199/j.cnki.cst.2014.03.004

作者简介:郭振兴(1983—),男,内蒙古兴和人,硕士。Tel:0351-7685564, E-mail: guo-z-x@163.com

引用格式:郭振兴.复杂地质条件下大断面巷道支护方式优化研究[J].煤炭科学技术,2014,42(3):12-16.

GUO Zhen-xing. Study on Support Method Optimization for Large Cross Section Gateway Under Complicated Geological Conditions[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(3): 12-16.

化理论、锚注理论、最大水平应力理论以及锚杆桁架支护理论等<sup>[1-2]</sup>。随着锚杆支护应用范围的逐步扩大,大断面大变形巷道中的一些锚固原理及方法已被认识和掌握,如强度强化理论、高强锚杆支护技术、高强让压锚固技术、让压与锚注相结合的原理等<sup>[3-4]</sup>。但是,实际工程中锚杆支护技术的应用能否成功,除了依赖上述锚杆支护理论之外,很大程度上取决于实践经验以及对客观因素的主观判断是否准确。神华宁夏煤业集团枣泉煤矿 12205 工作面运输巷原有锚杆支护方式的失效,与对巷道的实际地质状况和顶底板岩层力学特性掌握不够准确有很大关系。笔者通过对枣泉煤矿 12205 工作面运输巷已施工巷道的现场调研,对该巷道的支护方式进行了优化设计,并通过数值模拟、现场实际监测等方法证明了优化后的支护方式是合理的,能够实现巷道的稳定性控制,以求能对国内类似条件下的大断面巷道进行有效支护提供参考。

1 巷道变形破坏机理分析

枣泉煤矿 12205 工作面运输巷围岩结构特征复杂,地层产状起伏较大,节理、断裂、断层和褶皱发育,巷道沿二煤顶板布置,顶板岩性以炭质泥岩、泥质砂岩和砂质泥岩为主,其中炭质泥岩易冒落,底板和两帮为煤层,掘进断面面积为 17.6 m<sup>2</sup>,属于典型复杂围岩条件下大断面软岩巷道<sup>[5]</sup>(图 1)。

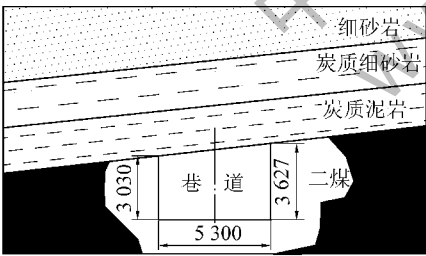


图 1 巷道及其围岩示意

12205 工作面运输巷原采用锚网索、钢带联合支护方式,但由于支护设计依据的原始地质条件在一些区域内发生了变化,井下实际地质状况和巷道顶底板岩层力学特性与初步设计提供的原始数据有了较大差异,原支护方案已不能适应已发生变化的实际地质状况和顶底板岩层力学特性,导致巷道部分区域内围岩变形量较大且不稳定,并伴有较为严重的顶板离层、冒落、片帮、底鼓现象。

12205 工作面运输巷围岩结构特征复杂,地层产状起伏较大,节理、断裂、断层和褶皱发育,掘进过

程中揭露的 DF<sub>7</sub> 正断层,倾角为 72°,落差为 1.5~1.8 m;在 DF<sub>7</sub> 断层内要穿越 24 m 左右的断层破碎带,而在 12205 工作面运输巷 990~960 m 处有无煤区,无煤区斜穿工作面。

此外,12205 工作面受到上覆 2 个含水层的影响,2 个含水层分别为中侏罗统延安组砂岩裂隙空隙层间承压含水层和中侏罗统直罗组砂岩含水层。中侏罗统延安组砂岩裂隙孔隙层间承压含水层平均厚度在 30.9~45.7 m,含水量约为 2 508.3 万 m<sup>3</sup>,是回采期间的主要出水水源。中侏罗统直罗组砂岩含水层厚 5.70~219.75 m,工作面附近平均约 82 m,含水量约为 1.49 万 m<sup>3</sup>,为回采期间的次要出水水源,工作面最大涌水量为 200 m<sup>3</sup>/h。由于 12205 工作面运输巷直接顶顶板破碎,裂隙发育并有地质构造,促使顶板导水性增强。在巷道掘进中含水层的水通过锚索孔道、裂隙穿过隔水层进入锚杆控制的区域,巷道围岩泥化、膨胀,围岩强度和岩体力学性质进一步降低。再加之相邻工作面采动的影响,锚杆(索)锚固、布置方式和支护参数的不合理,最终导致锚杆(索)支护失效即“小(大)结构”失稳。因此原支护方案已不能适应已发生变化的实际地质状况和巷道顶底板岩层力学特性,不能有效控制围岩的变形和破坏。巷道原设计支护断面如图 2 所示。

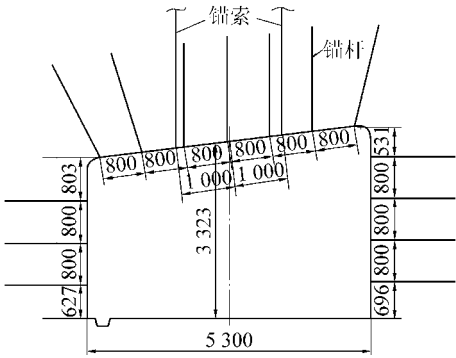


图 2 原设计支护断面

2 巷道支护方式优化

2.1 支护方案的优化改进

通过上述分析和对已施工巷道的现场调研,提出将 12205 工作面运输巷原设计方案锚网索、钢带联合支护方式优化为锚网索+注浆+钢梁、钢棚多介质耦合支护方式,以适应巷道地质构造及围岩特征的差异,实现巷道的稳定性控制。优化后的支护方案及其设计支护断面如图 3 所示。

1) 改变锚杆(索)的布置方式,增加两帮锚杆的

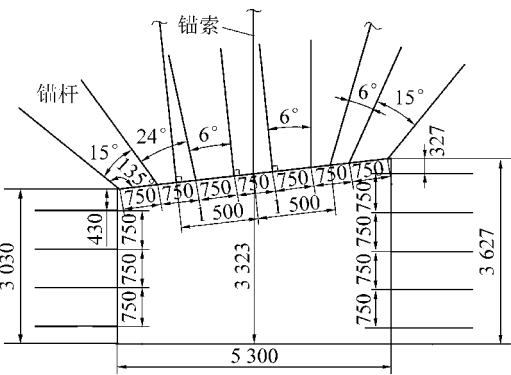


图3 支护方式优化后巷道支护断面

长度,适当减小顶部、两帮的间距,锚杆的锚固方式由原来的端头锚固改为全长锚固,以加强锚杆支护作用。

2)在顶板破碎、裂隙发育及地质构造地段,采取注浆加固围岩,提高岩体的可锚性。将松散岩体胶结为整体,提高围岩强度及围岩的自身承载能力;为了防止围岩被含水层水导通浸湿而降低围岩本身强度,利用浆液封堵围岩的裂隙,同时隔绝空气,防止围岩风化。

3)为了适应巷道围岩变形大的特点,增设锚梁,在锚杆和锚索托盘上加设木托盘,以便使锚杆和锚索适应围岩变形能的释放,防止锚杆拉断。

2.2 优化后支护参数确定

1)顶板锚杆选用  $\phi 20\text{ mm}\times 2\,500\text{ mm}$  螺纹钢锚杆,锚杆间排距  $750\text{ mm}\times 800\text{ mm}$ ,每根锚杆用2支Z2360中速树脂锚固剂进行全长锚固,两帮锚杆选用  $\phi 20\text{ mm}\times 2\,200\text{ mm}$  圆钢锚杆,锚杆间排距  $750\text{ mm}\times 800\text{ mm}$ ,采用1支Z2360中速树脂锚固剂进行全长锚固,全长锚固是指采用树脂(或水泥砂浆)作为填充黏结材料,锚杆全长进行粘结式锚固,不仅有助于锚杆的抗剪和抗拉以及防腐蚀作用,而且具有较强的长期锚固力,有利于约束围岩的移动<sup>[6]</sup>。

2)顶板锚索:位于巷道顶部中心处锚索垂直,左侧锚索垂直于巷道顶板,右侧锚索与顶板  $68^\circ$  斜切,规格  $\phi 17.8\text{ mm}\times 7\,000\text{ mm}$ ,锚索间排距  $1\,500\text{ mm}\times 1\,600\text{ mm}$ ,3支Z2360中速树脂锚固剂锚固,锚固长度2 m。锚索托盘采用14号槽钢,长500 mm,在锚索托盘上加木垫板。

3)金属网:采用8号铁丝  $50\text{ mm}\times 50\text{ mm}$  菱形网孔,搭接宽度不小于100 mm。用于巷道顶部,两帮各下垂0.8 m,压于最上排锚杆及托板之下。

4)钢带:钢带用2根  $\phi 14\text{ mm}$  圆钢组焊而成,长度与锚杆间距相匹配,宽度100 mm。

5)砂浆:喷射砂浆强度M15,顶与帮喷厚均为30 mm。

6)注浆锚杆:采用可控压内注式锚杆,规格为  $\phi 27\text{ mm}\times 2\,500\text{ mm}$ ,布置在两排锚杆之间,间排距为  $1\,600\text{ mm}\times 1\,600\text{ mm}$ ,采用快硬膨胀水泥药卷封口。

7)钢棚:采用11号矿用工字钢棚,棚距500 mm,顶帮采用小杆花背。

3 优化方案支护效果分析

3.1 数值模拟分析

1)模型建立与参数选取。计算模型应用FLAC软件中Generate命令生成,宽 $\times$ 厚 $\times$ 高为  $40\text{ m}\times 20\text{ m}\times 30\text{ m}$ ,采用Mohr-Coulomb屈服准则,用Brick、Wedge单元模拟煤层及围岩,为了避免边界效应,采用固定边界条件,两端与底部采用固定约束,顶部施加上部岩层等效载荷。为了真实模拟开挖的时间效应,在计算时特别模拟了巷道的掘进速度,根据开挖一定长度所需要的时间来确定计算步数<sup>[7-8]</sup>。锚杆(索)支护结构采用Cable单元模拟。计算采用的煤岩物理力学参数见表1,锚杆(索)参数见表2。

表1 煤岩物理力学参数

岩层	密度/ ( $\text{g}\cdot\text{cm}^{-3}$ )	厚度/ m	弹性模 量/MPa	泊松 比	内摩擦 角/( $^\circ$ )	黏聚 力/MPa	抗拉强 度/MPa
细砂岩	2.90	1.31	9 000	0.15	35.0	4.3	2.4
炭质细砂岩	2.20	1.38	5 500	0.20	29.0	1.5	0.8
炭质泥岩	2.30	0.30	5 000	0.22	28.0	1.3	0.7
二煤	1.32	7.88	650	0.28	17.5	0.8	0.2
粉砂岩	2.90	4.92	9 000	0.14	38.0	4.5	2.8

表2 锚杆与锚索相关参数

支护材料	截面积/ $\text{m}^2$	弹性模量/MPa	屈服载荷/kN	浆体周长/cm
锚杆	0.000 314	2 000	182	628
锚索	0.000 990	4 500	250	750

注:浆体黏结力和浆体黏结刚度分别为200、17 500 kN/m。

2)垂直应力对比分析。支护方式优化前后垂直应力分布特征如图4所示,支护方式优化前后巷道顶底板垂直应力分布特征相似,但在图4b中,由于支护参数改变后,顶板低应力区域范围明显减小,低应力区域垂直应力为0~2.5 MPa;由于加强了两帮支护参数和调整了顶板锚杆的布置参数,使顶板和两帮的锚杆支护形成了完整的加固体,使两帮的高应力区域范围增大了1 m左右,应力为10 MPa左右;而在图4a中,未能实现该加固效果。因此,支护



方式优化后增大了巷道围岩应力,减小了应力释放范围,提高了围岩承载能力,对维持巷道的稳定性起到了积极作用。

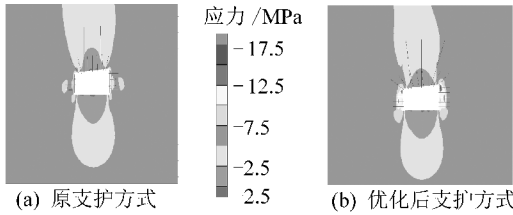


图4 支护方式优化前后围岩垂直应力分布特征

3) 位移对比分析。支护方式优化前后围岩位移分布如图5所示,图5a中位移特征显示,巷道顶板附近垂直位移最大,最大位置处于巷道中心偏右,最大值达到41 mm,底板为40 mm;两帮靠下部位移较大,方向斜向下,左帮最大位移为20 mm,右帮为26 mm。在支护方式优化后的图5b中,顶板最大位移为12 mm,底板为16 mm,左帮最大位移为11 mm,右帮为18 mm;这说明由于修改了支护参数,两帮及顶底板位移都有所减小,左右帮位移分别为原来的50%和70%左右;顶底板位移为原来的30%左右。因此优化后的支护方式在减小围岩位移及方向起到了较好的效果。

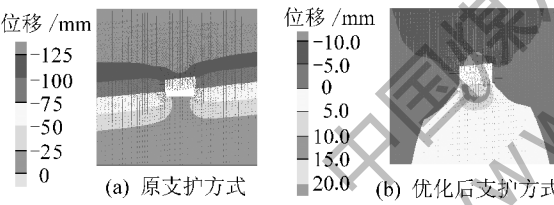


图5 支护方式优化前后围岩位移分布

3.2 现场监测分析

1) 巷道表面位移特征。采用十字布点法观测巷道的表面位移,其中1—3号测点距离掘进工作面初始位置分别为10、20、30 m。工作面运输巷各观测点两帮移近量、顶底板移近量随至掘进工作面距离的增大而呈先快速增加而后趋于平缓,变形趋势基本保持一致,其变化曲线如图6和图7所示,两帮移近量最大为80 mm,最小为10 mm,顶底板移近量最大为35 mm,最小为10 mm,这表明在支护优化后巷道表面位移保持在较小范围内。当观测断面与掘进工作面的距离小于70 m时,运输巷表面相对移近速度随掘进工作面距离的增大而减小,说明随着运输巷各观测点和掘进工作面之间距离减小时,巷道围岩表面相对移近速度急剧增大,矿压显现渐趋强烈;当观测断面与掘进工作面的距离大于120 m时,

巷道表面相对移近速度较小,有时甚至无变化,巷道围岩变形趋于稳定。根据上述变形特征可知,在运输巷掘进期间,优化后的支护设计形式满足要求,且主要参数有较大富裕量。

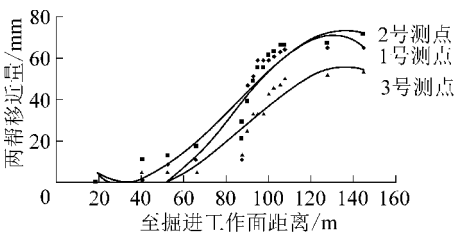


图6 巷道各测点两帮移近量与至掘进工作面距离关系

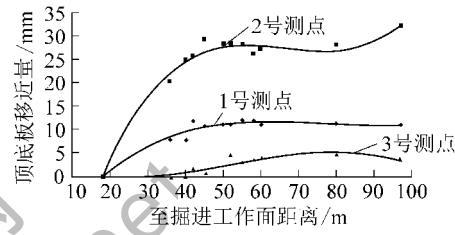


图7 巷道各测点顶底板移近量与至掘进工作面距离关系

2) 锚杆(索)所受载荷特征。锚杆受力情况如图8所示,锚索(杆)测力计读数随着至掘进工作面距离(在15~70 m段)的减小而增大,一般在70~100 m范围内锚固力达到最大值<sup>[8]</sup>,此后锚杆与锚索轴向受力趋于稳定,这说明巷道掘进影响范围为70~100 m,与巷道围岩变形所揭示的掘进影响范围几乎一致。锚索所受拉力最大为30 kN,最小20 kN;上帮锚杆所受拉力最大为20 kN,最小为8 kN;下帮锚杆所受拉力最大为8 kN,最小为5 kN。这一方面说明巷道在度过掘进影响期后,锚杆受力的稳定改变了围岩的应力状态,提高了围岩自身的承载能力,这使得围岩变形趋于稳定,围岩变形速度保持在一个较小范围,满足锚杆支护设计要求;而锚索所受的锚固力最大值只有30 kN,说明在巷道掘进期间,锚杆对巷道围岩支护效果明显,而锚索在整个过程中仅起到补强作用<sup>[9]</sup>。另一方面,锚杆(索)受力相对较小,达不到锚杆(索)的施工预紧力,锚杆的施工预紧力为40~60 kN,锚索为80~100 kN。

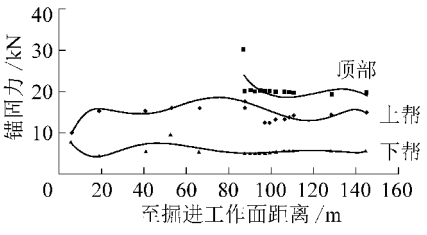


图8 锚杆(索)锚固力与至掘进工作面距离关系

3) 巷道松动圈特征。围岩松动破碎圈<sup>[10]</sup>是巷道支护的主要依据,为更加综合地了解巷道破碎程度与支护效果,对12205工作面运输巷围岩松动圈。监测结果表明,巷道围岩松动破坏圈为1.0~1.7 m;在过断层及无煤区等地质构造复杂区域,围岩松动破坏范围为1.2~2.0 m,表明优化后的支护方式及主要参数可满足正常条件下的巷道支护要求。

## 4 结 论

1) 12205工作面运输巷围岩结构复杂,顶板破碎导水性强,掘进中含水层的水通过锚索孔道、裂隙穿过隔水层侵蚀到由锚杆控制的区域,巷道围岩泥化、膨胀,围岩强度和岩体力学性质进一步降低,再加之相邻工作面采动的影响,原支护方式中锚杆(索)锚固、布置方式和支护参数的不合理等因素相互作用,是导致巷道发生变形破坏失稳的主要原因。

2) 由于原支护方式已不能有效控制巷道围岩的变形和破坏,因此进行了巷道支护方式优化设计。采用计算机数值模拟和现场监测的方法对优化后的支护方式进行了支护效果分析。结果表明,支护方式优化后巷道围岩移近量在10~80 mm,变形速度较小,围岩变形趋于稳定;围岩高应力区域范围增加了1 m左右,围岩松动破坏范围小至为1.2~2.0 m,

应力为10 MPa左右;说明优化后的支护方式能充分发挥围岩与支护体的整体力学效应,变载荷为承载体,增加了围岩自身的承载能力,对巷道围岩的稳定性起到了较好的支护效果。

## 参考文献:

- [1] 侯朝炯,郭励生,勾攀峰,等.煤巷锚杆支护[M].徐州:中国矿业大学出版社,1999:7-61.
- [2] 侯朝炯,勾攀峰.巷道锚杆支护围岩强度强化机理研究[J].岩石力学与工程学报,2000,19(3):365-368.
- [3] 张小康,王连国,吴宇,等.高强让压锚杆支护效果数值模拟研究[J].采矿与安全工程学报,2008,25(1):46-49.
- [4] 董涛,谢友友,祝华林,等.让压与锚注法在软岩巷道中的研究与应用[J].采矿与安全工程学报,2008,25(1):41-45.
- [5] 曾佑富,伍永平,来兴平,等.复杂条件下大断面巷道顶板冒落失稳分析[J].采矿与安全工程学报,2009,26(4):424-427.
- [6] 刘拴亮.全长锚固锚杆的锚固效应分析[J].山西煤炭,2005,25(3):1-3.
- [7] 孙晓明,何满潮.深部开采软岩巷道耦合支护技术数值模拟研究[J].中国矿业大学学报,2005,34(2):166-170.
- [8] 苏红伟,王留成,李文社,等.数值模拟技术在锚网支护设计中的应用[J].煤矿开采,2005,10(2):48-50.
- [9] 胡滨,康红普,林健,等.风水沟矿软岩巷道顶板砂岩含水可锚性试验研究[J].煤矿开采,2011,16(1):67-69.
- [10] 汤雷,王五平.锚杆支护和围岩共同承载的协调性[J].煤炭学报,2004,29(1):12-16.
- [11] 技术与应用[J].采矿与安全工程学报,2012,29(4):474-480.
- [12] 张臻,张农,许兴亮,等.高地应力破碎软岩巷道强化控制技术[J].采矿与安全工程学报,2010,27(1):13-18.
- [13] 许兴亮,张农,徐基根,等.高地应力破碎软岩巷道过程控制原理与实践[J].采矿与安全工程学报,2007,24(1):51-55.
- [14] 王卫军,彭刚,黄俊.高应力极软破碎岩层巷道高强度耦合支护技术研究[J].煤炭学报,2011,36(2):223-228.
- [15] 刘泉声,康永水,白运强.顾桥煤矿深井岩巷破碎软弱围岩支护方法探索[J].岩土力学,2011,32(10):3097-3105.
- [16] 李大伟,侯朝炯.低强度软岩巷道大变形围岩稳定控制试验研究[J].煤炭科学技术,2006,34(3):36-39.
- [17] 王悦汉,陆士良.壁后充填对提高巷道支护阻力的研究[J].中国矿业大学学报,1997,26(4):1-3.
- [18] 谢文兵,荆升国,王涛,等.U型钢支架结构稳定性及其控制技术[J].岩石力学与工程学报,2010,29(S1):3743-3748.
- [19] 张农.巷道滞后注浆围岩控制理论与实践[M].徐州:中国矿业大学出版社,2004.
- [20] 李国峰,蔡健,郭志飏.深部软岩巷道锚注支护技术研究与应用[J].煤炭科学技术,2007,35(4):44-46.
- [21] 田磊,谢文兵,荆升国,等.综放跨采巷道棚-索耦合协同支护技术[J].煤炭科学技术,2011,39(11):44-47.
- [22] 孟祥阁,谢文兵,荆升国,等.深井软岩巷道底部底分锚注支护技术[J].煤炭科学技术,2011,39(9):22-25.

(上接第11页)

## 5 结 语

根据82联络巷变形破坏特征,通过现场地质条件调查,指出高应力、巷道围岩强度低、没有充分发挥支架与围岩承载能力是导致巷道变形和支护失效的主要原因。结合82联络巷围岩与支护变形破坏特征及原因分析,从提高和充分发挥围岩与支架承载能力两方面出发,提出了U型钢支架-锚索协同支护+全断面注浆加固+底板高强锚网索支护的全断面支护技术;数值模拟分析及工程应用结果表明,该技术对82联络巷围岩控制效果明显,保证了巷道长期正常安全使用要求。

## 参考文献:

- [1] 陈炎光,陆士良.中国煤矿巷道围岩控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,1994.
- [2] 荆升国.高应力破碎软岩巷道棚-索协同支护围岩控制机理研究[D].徐州:中国矿业大学,2009.
- [3] 王宏伟,姜耀东,赵毅鑫,等.软弱破碎围岩高强高预紧力支护