

深部巷道受跨采影响的稳定性分析及加固

李 惠, 乔卫国, 张安康, 陈士海

(山东科技大学 土木建筑学院, 山东 青岛 266510)

[摘 要] 徐州矿务集团旗山煤矿 13311 工作面回采期间, 需跨采 (纵跨) -850m 东西翼轨道联络大巷。通过 FLAC 分析得出, 该巷道受跨采扰动影响后, 硐壁的相对位移明显增加, 塑性区也明显扩大, 巷道顶、底部破坏尤其严重。采用锚杆、锚索与注浆联合加固技术加固后, 顶板下沉量控制在 25mm 以下, 两帮移近量 120mm 以下, 底鼓量 300mm 以下, 满足了现场使用要求。

[关键词] 深部巷道; 跨采; FLAC; 联合支护; 现场测试

[中图分类号] TD353

[文献标识码] A

[文章编号] 1006-6225 (2011) 03-0089-03

Stability Analysis of Deep Roadway Influenced by Cross-mining and Its Reinforcement

LIHui QIAO Wei-guo ZHANG An-kang CHEN Shi-hai

(Civil & Architecture School Shandong University of Science & Technology Qingdao 266510, China)

Abstract During 13311 mining face mining of Qishan Colliery Xuzhou Mining Group, crossing mining above connection roadway at -850m level was inevitable. FLAC simulation results showed that relative displacement and plastic zone of the connection roadway increased obviously, top and bottom of roadway destroyed seriously after crossing mining. Applying combined supporting technology of anchored bolt, anchored rope and grouting, roof subsidence was controlled below 25mm, convergence of two-side below 120mm and floor heave below 300mm. The supporting projection reached application requirement on the spot.

Key words deep roadway; crossing mining; FLAC; combined supporting; on-the-spot test

对于深部巷道, 长期处在高围岩应力状态下, 本身就存在一定的损伤和破坏, 在采动压力作用下, 其变形及破坏将显著增加^[1]。因此, 须对深部跨采巷道的稳定性进行深入研究, 并在采动前进行提前加固, 控制变形, 保证巷道正常使用。

徐州矿务集团旗山煤矿 13311 工作面回采期间, 需跨采 (纵跨) -850m 东西翼轨道联络大巷, 该巷服务年限长, 在未受采动影响的情况下局部地段已出现片帮、落顶现象。为保证跨采期间该巷道的正常使用, 通过 FLAC 模拟分析了该巷道在开采前后的位移状态及塑性区范围, 提出了相应的支护加固方案, 现场监测表明, 支护达到了预期效果。

1 受跨采影响巷道稳定性分析

1.1 工程概况

旗山矿 13311 工作面埋深 792~862m。工作面里段 1、3 煤合层, 煤厚 4.8m; 外段 1、3 煤分岔, 1 煤平均厚 1.7m, 倾角 9~18°, 平均 11°。巷道顶底板以砂质泥岩为主, 间有砂质泥岩与砂岩互层。

-850m 东西翼轨道联络大巷是该矿一条重要运输巷道, 位于 13311 工作面下方 35m 处, 担负着 -850m 水平的运输任务, 服务年限长。-850m 东

西翼轨道联络大巷的围岩条件主要为砂质泥岩, 巷道为半圆拱形, 采用光面爆破锚喷支护。锚杆为 $\phi 18\text{mm}$ 、长度 1800mm 的普通锚杆, 间距 750mm, 排距 700mm, 喷射混凝土厚度为 100mm。

1.2 数值分析

受开采影响, 沿煤层走向, 将底板附加应力变化分为 3 个区域: 底板应力增高区、底板应力降低区、底板应力恢复区, 如图 1 所示^[1]。

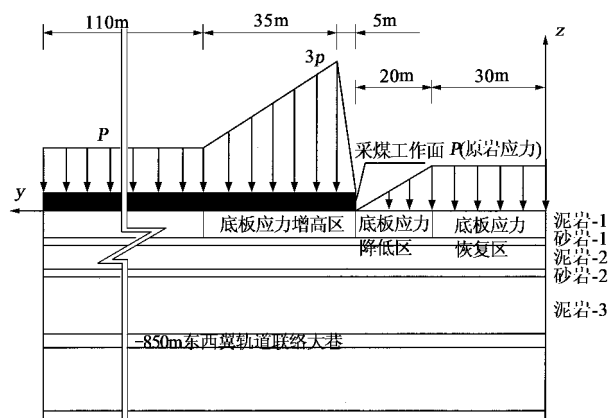


图 1 底板应力分布

在采煤工作面后 20m 应力为线性分布, 为应力降低区; 采煤工作面后 20~50m 为应力恢复区;

[收稿日期] 2011-01-11

[基金项目] 山东省“泰山学者”建设工程专项经费资助项目; 土木工程防灾减灾山东省重点实验室资助项目

[作者简介] 李 惠 (1977—), 女, 山东烟台人, 在读博士研究生, 主要从事城市矿山围岩稳定性研究工作。

采煤工作面前方 40m 范围内, 应力线性增高后再逐渐恢复到原始应力, 为应力增高区; 采煤工作面前方 40m 往前为应力不变区, 即为原始应力。取原岩垂直主应力为 20MPa。三维模型如图 2。自上而下各岩层的厚度分别为 7.2m, 2.0m, 6.3m, 2.0m 和 15.1m。模型走向平行于工作面的推进方向, 模型尺寸为 150m×200m×100m, 顶部为自由边界, 底部施加垂直约束, 左、右、前、后边界分别施加水平约束。其中 -850m 东西翼轨道联络大巷距上部煤层距离为 35m, X 方向指垂直于巷道两帮的方向; Y 方向指巷道走向方向; Z 方向指垂直于巷道底板的方向。本构模型采用 DP 模型, 围岩材料参数如表 1。模拟分成 2 个阶段, 首先分析煤层未开挖之前底部巷道所处的状态, 称初始状态;

然后分析煤层开挖后底部巷道所处的状态, 称最终状态。

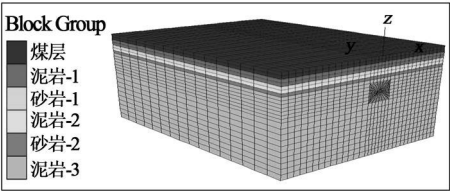


图 2 计算模型

初始状态时, 巷道水平 (X) 及垂直 (Z) 方向的位移分布及塑性区范围如图 3。煤层开挖时取 50m 为开挖单位。取 Y=55m 处的巷道断面为研究对象, 其水平和垂直方向的位移分布及塑性区范围如图 4。

表 1 围岩物理力学性质

各层名称	摩擦角 / (°)	黏聚力 / MPa	抗拉强度 / MPa	抗压强度 / MPa	弹性模量 / GPa	泊松比	体积模量 / GPa	剪切模量 / GPa	体积力 / (kN·m ⁻³)
砂岩 —1、砂岩 —2	28	27.2	3.30	26	19.30	0.12	8.46	8.6	2.670
泥岩 —1、泥岩 —2、泥岩 —3	32	3.0	1.50	18	14.60	0.11	6.2	6.6	2.560
煤层	35	1.80	2.00	9	1.80	0.25	1.20	0.72	1.440

从计算结果可以看出, 顶、底板的位移较两帮位移大。另外受采动影响, 巷道的顶、底板及两帮的相对位移都明显增大了。塑性区分布范围也明显扩大了, 巷道顶、底部破坏严重, 预计采动后顶板下沉和底鼓现象比较严重。

2 加固方案

根据以上分析, 确定在采动影响段采用锚杆、锚索与注浆联合加固技术^[2-7]。即在裂隙不发育的中硬岩石 (如砂岩) 中, 由于注浆困难, 效果不显著, 采用高强锚杆与锚索联合支护加固; 在裂隙发育岩石和软岩 (如泥岩) 中, 采用注浆与锚索联合支护加固; 在整个采动影响段, 都采用底角注浆加固, 以减少底鼓。

(1) 锚索加固 根据数值计算, 巷道顶、底板变形较大, 在巷道拱部采用锚索加固。锚索采用 φ15.24mm×8500mm 的高强度锚索, 沿巷道中顶偏帮 45°角及正顶处, 间距 1.75m, 排距 2m, 每排 3 根。锚固剂为 ZK2335 型树脂药卷, 6 支 孔。用锁具锁好, 预紧力要求达 80kN 以上。

(2) 锚杆加固 在硬岩地段, 注浆效果不明显, 可采用高强锚杆加固。锚杆为 φ20mm、长度 2500mm 的左旋无纵筋等强螺纹钢树脂锚杆, 锚固剂为 ZK2335 型树脂药卷, 3 支 孔。锚杆间距为 1.5m, 排距 1.4m, 均垂直巷道岩面布置。

(3) 锚注加固 在软岩地段, 采用巷道周边

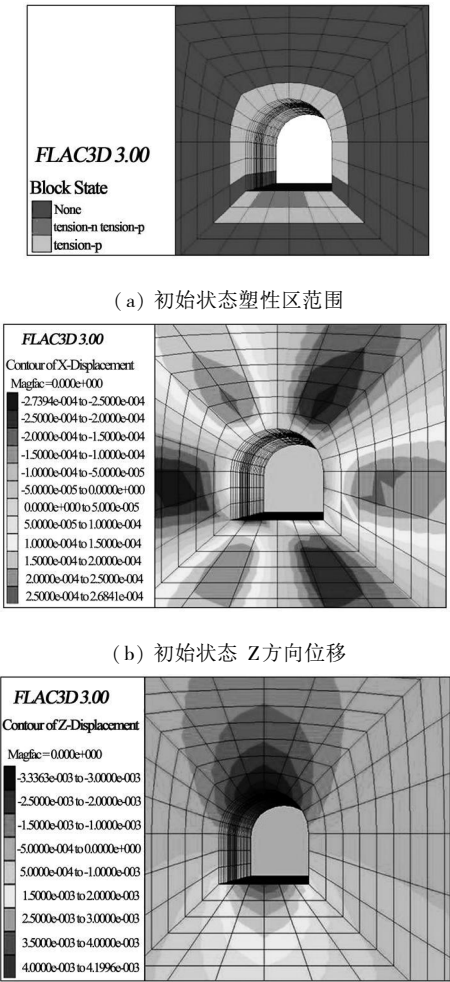


图 3 巷道初始状态

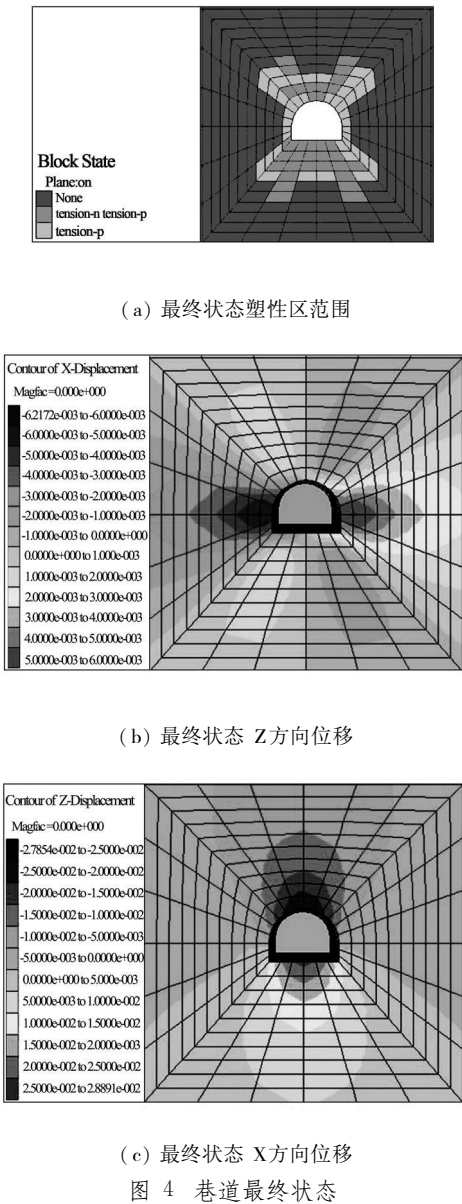


图 4 巷道最终状态

注浆加固。对出现混凝土喷层开裂、离层及局部掉顶的部位，应复喷混凝土封闭。选用圆管状钢管作为锚杆，兼作注浆管使用，注浆材料采用水泥—水玻璃，水灰比（质量比）为 1:1，水泥浆液与水玻璃的体积比 C:S=1:0.4~0.6，其中水玻璃模数为 3，波美度为 40Be。水泥为 32.5 普通硅酸盐水泥。注浆锚杆间距为 1.5m，排距 1.4m，注浆孔深度 2.5m，注浆压力 2~3MPa，注浆孔直径为 36mm。除下底角注浆孔外，其余孔均垂直巷道岩面布置。注浆孔布置如图 5 所示。

3 现场监测

为及时掌握围岩受采动的变形情况，改进加固支护方案，在现场进行巷道表面位移观测。巷道位移量测包括两帮移近、顶板下沉及底鼓，量测采用双十字布点法^[8]。沿巷道长度共布置了 11 个测点，

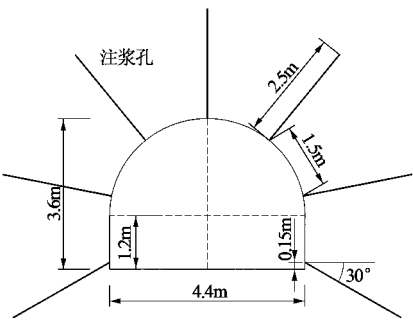


图 5 锚注加固（软岩与裂隙岩石中）

监测时间为 230d，监测的最终变形量如表 2。

表 2 巷道受采动影响后最终变形量

测点	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
底鼓量/mm	99	155	268	200	127	98	145	18	8	290	183
顶板下沉量/mm	21	21	14	22	13	14	21	15	18	20	20
两帮移近量/mm	33	84	28	77	82	109	108	19	14	75	117

测试结果表明，巷道变形以底板鼓出为主，最大值达到 290mm，但大部分底鼓较小，经过简单的挖底即可满足使用要求；顶板的下沉量很小，一般小于 25mm；两帮的移进量也不大，一般小于 120mm。说明经过加固后的巷道能够承受跨采采动压力的影响，满足了其受采动影响后仍能达到长期使用的要求。

4 结论

- (1) 旗山矿—850m 东西翼轨道联络大巷埋深 900m 左右，是典型的深井岩巷。该巷在前期服务期间个别地段就出现片帮，落顶现象。
- (2) 数值模拟分析表明，该巷在受上覆工作面采动影响后，围岩变形将显著增加，巷道顶、底板将遭受严重破坏，必须采取措施进行加固。
- (3) 通过采用锚杆、锚索与注浆联合加固，巷道变形得到有效控制，顶板下沉量小于 25mm，两帮移近量小于 120mm，底鼓量小于 290mm，完全满足巷道正常使用要求。

[参考文献]

[1] 陈士海，魏海霞，等. 深部群巷道交叉段跨采超前加固支护技术 [A]. 第十一次全国岩石力学与工程学术大会论文集 [C]. 武汉：武汉岩土力学研究所，2010.

[2] 熊德发，黄斯保，罗伟明. -600m 大巷在跨采影响下的支护实践 [J]. 江西煤炭科技，2006，31（2）：27—28.

[3] 谭云亮. 巷道围岩稳定性预测与控制 [M]. 徐州：中国矿业大学出版社，1999.

$$\hat{\alpha} = \begin{bmatrix} a \\ b \end{bmatrix} = (B^T B)^{-1} B^T Y = \begin{bmatrix} -0.03635 \\ 48.66924 \end{bmatrix}$$

得出预测模型

$$\hat{x}^{(1)}(k+1) = 1353.98e^{0.03635k} - 1338.88,$$

$$(\hat{x}^{(0)}(1) = 15.10; \frac{b}{a} = -1338.88)。$$

根据 GM (1, 1) 预测模型，预测保德煤矿 2002—2008 年瓦斯涌出量，计算结果与实际值、残差值及相对误差，见表 3。

表 3 保德煤矿 2002—2008 年瓦斯涌出量的
预测值与实际值对比

	年份							
	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	
实际值 / (m ³ ·m ⁻¹)	15.10	49.98	52.61	53.44	55.85	57.80	60.35	
预测值 / (m ³ ·m ⁻¹)	15.10	50.12	51.98	53.90	55.90	57.97	60.11	
残差值 / (m ³ ·m ⁻¹)	0	-0.14	0.63	-0.46	-0.05	-0.17	0.24	
相对误差 /%	0	-0.28	1.19	-0.86	-0.08	-0.29	0.39	

3.2 对 GM (1, 1) 进行后验差检验

对建立的预测模型进行后验差检验，看其是否符合要求预测的精度。其检验步骤如下：

(1) 原始离散数据序列 $x^{(0)}(k)$ 的平均值：

$$\bar{x} = \frac{1}{7} [15.10 + 49.98 + 52.61 + 53.44 + 55.85 + 57.80 + 60.35] = 49.30。$$

(2) $X^{(0)}$ 序列的均方差：

$$S_1 = \left[\frac{\sum_{k=1}^n [x^{(0)}(k) - \bar{x}]^2}{n} \right]^{\frac{1}{2}} = 4.82。$$

(3) 残差的均值：

$$\bar{\epsilon} = \frac{1}{7} [\epsilon^{(0)}(k)] = 0.007。$$

(4) 残差的均方差：

$$S_2 = \left[\frac{\sum_{k=1}^n [\epsilon^{(0)}(k) - \bar{\epsilon}]^2}{n} \right]^{\frac{1}{2}} = 0.346。$$

$$(5) c = \frac{S_2}{S_1} = \frac{0.346}{4.82} = 0.072 < 0.35,$$

$$p = P \{ |\epsilon^{(0)}(k) - \bar{\epsilon}| < 0.6745 S_1 \} = 1 > 0.95。$$

因此，建立的瓦斯涌出量预测模型 $\hat{x}^{(1)}(k+1)$

$= 1353.98e^{0.03635k} - 1338.88$ 精度为 1 级（优秀），符合要求。

3.3 预测及结果分析

3.3.1 预测结果

通过对模型的分析可知，瓦斯涌出量 GM (1, 1) 模型的精度符合要求，可以对瓦斯涌出量进行预测。预测结果如表 4 所示。

表 4 保德煤矿 2009—2015 年瓦斯涌出量预测结果

年份	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015
预测值 / (m ³ ·m ⁻¹)	62.34	64.65	67.04	69.52	72.09	79.76	81.52

3.3.2 结果分析

根据预测结果：保德煤矿瓦斯涌出量在未来几年仍将会持续增加，增长幅度也变大，应做好相应的瓦斯防治措施；利用灰色系统灾变理论建立的 GM (1, 1) 预测模型，适合矿井瓦斯涌出量的预测，其预测精度符合要求，达到了预测的目的；利用 GM (1, 1) 模型进行瓦斯涌出量预测，如果预测精度不符合要求，可采用残差识别方法进行修正；采取多组数据进行灰色预测，有利于提高预测的精度。根据预测结果，可以有针对性地预防瓦斯事故，为煤矿井下瓦斯治理提供一种有效方法。

4 展望

矿井瓦斯涌出量是随地质条件、煤的赋存状况、开采深度、开采工艺、时间等因素波动的物理量。对于煤矿尤其是高瓦斯煤矿，精确地预测矿井瓦斯涌出量，对矿井安全生产管理尤为重要。利用灰色预测理论，对矿井的瓦斯涌出量进行预测，无疑对矿井的瓦斯管理具有重要的指导意义，可见其有着良好的发展前景和研究价值。

[参考文献]

[1] 桂祥友，郁钟铭．基于灰色关联分析的瓦斯危险性风险评价研究 [J]．采矿与安全学报，2006，23 (4)：464—467．
[2] 沈裴敏．安全预测在矿山安全生产中的应用 [M]．北京：煤炭工业出版社，2001．
[3] 景国勋，衡献伟．基于灰色预测模型与一元线性回归模型的煤矿瓦斯涌出量预测比较 [J]．安全与环境工程，2010，17 (5)：63—64．

[责任编辑：邹正立]

(上接 91 页)

[4] 陈士海，乔卫国，孔德森．大兴煤矿软岩巷道锚索带网支护技术应用研究 [J]．岩土力学，2006 (S2)．
[5] 郑西贵，李学华，杨宏敏．跨采岩巷关键部位非均匀加固技术及工程应用 [J]．能源技术与管理，2008，34 (1)．
[6] 王连国，田金栋，吴宇．动压软岩巷道锚注支护技术试验

研究 [J]．矿业研究与开发，2007，27 (11)：63—65．
[7] 周恒，漆泰岳，肖锋．软岩巷道高强锚杆辅助锚注支护机理及应用 [J]．采矿与安全工程学报，2006，23 (3)．
[8] 徐金刚，刘绍峰，等．岩土工程实用原位测试技术 [M]．北京：水利水电出版社，2007．

[责任编辑：林健]