

青年论坛

采动影响下底板巷道围岩变形观测与分析

薛吉胜^{1,2}, 康立军³, 毛德兵^{1,2}

(1. 天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013;

2. 煤炭科学研究总院 开采设计分院, 北京 100013; 3. 煤炭科学研究总院, 北京 100013)

[摘 要] 通过对平朔井工一矿 9006 辅运巷在 4106 工作面采动影响下发生的围岩变形进行观测与分析, 掌握了巷道在采动影响下的变形情况。分析了两帮移近量、顶板下沉量和底鼓量的变化特征, 揭示了测站变形量与工作面水平距离之间的定量关系, 总结归纳了 9006 辅运巷变形经历的不同阶段, 提出了在采动影响到达后加强巷道支护和加快工作面推进速度的建议, 为今后 4 煤与 9 煤同采条件下安全回采提供了有力地支持。

[关键词] 采动影响; 底板巷道; 变形观测

[中图分类号] TD322.1 **[文献标识码]** A **[文章编号]** 1006-6225 (2012) 01-0105-03

Surrounding Rock Deformation Observation and Analysis of Roadway under Mining Face

XUE Ji-sheng^{1,2}, KANG Li-jun³, MAO De-bing^{1,2}

(1. Coal Mining & Designing Department, Tiandi Science & Technology Co., Ltd, Beijing 100013, China;

2. Coal Mining & Designing Branch, China Coal Research Institute, Beijing 100013, China; 3. China Coal Research Institute, Beijing 100013, China)

Abstract: Roadway deformation influenced by mining was monitored in 9006 auxiliary roadway under 4106 mining face in 1st underground mine of Pingshuo Corporation. Convergence of two sides, values of roof subsidence and floor heave were analyzed, quantitative relationship between deformation value at the observation station and horizontal distance from mining face was discovered and different deformation phrases of 9006 auxiliary roadway were concluded. The suggestion that strengthening roadway supporting and increasing mining speed after mining influence reached was put forward which provided reference for simultaneously mining 4th coal and 9th coal.

Key words: mining influence; roadway in floor; deformation observation

中煤平朔井工一矿目前已经进入 4 煤和 9 煤共采时期, 两煤层平均间距为 38m, 9 煤 9006 工作面辅运巷内错 4106 工作面 25m 布置。由于 9006 辅运巷掘进与 4106 工作面回采方向相反, 上层 4106 回采工作面与下层 9006 辅运巷掘进工作面立体交汇, 受回采及掘进动压的双重影响, 9006 辅运巷矿压显现强烈, 顶板下沉及底鼓量迅速增加, 为保证产量, 9006 辅运巷被迫停止掘进近 2 个月。随着 4106 工作面的继续推进, 回采动压对下方已掘的 9006 辅运巷影响仍然很强烈, 据现场估测, 底鼓量达 300mm, 有必要研究采动影响下底板巷道围岩的变形特征^[1-2], 作为合理的安全技术措施依据, 保障矿井的安全、高效开采。

1 工作面概况

4106 为太西采区 4 煤首采工作面, 北部为潘家窑矿, 东部为太西采区大巷煤柱, 南部为开拓区, 西部为施西矿。工作面埋深 204 ~ 208m, 宽度为 300m, 平均煤厚 8.72m。

9006 为太西采区 9 煤首采工作面, 上部为 4 煤 4106 工作面, 9 煤厚度平均为 12.6m, 倾角 0 ~ 18°, 平均 5°, 埋深 270 ~ 334m。

4 煤与 9 煤间岩层情况见图 1。

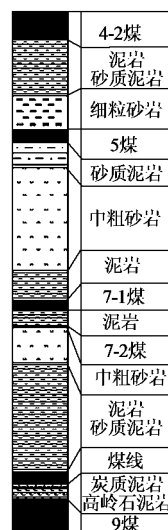


图 1 4 煤与 9 煤间岩层柱状

9006 辅运巷断面形状为矩形, 沿煤层底板布

置,顶板采用“锚网梁”联合支护,两帮采用锚网布置。顶板锚杆为 $\phi 22\text{mm}\times 2400\text{mm}$ 螺纹钢锚杆,排距 $\times$ 间距=900mm $\times$ 900mm,每排 6 根;两帮锚杆为 $\phi 18\text{mm}\times 1700\text{mm}$ 圆钢锚杆,排距 $\times$ 间距=900mm $\times$ 1200mm;锚索 $\phi 17.8\text{mm}\times 7300\text{mm}$,排距 $\times$ 间距=2700mm $\times$ 2000mm,锚索排布置在两排锚杆的中间。巷道净宽 5.2m,中高 3.4m,断面积 17.68m²,支护断面如图 2 所示。

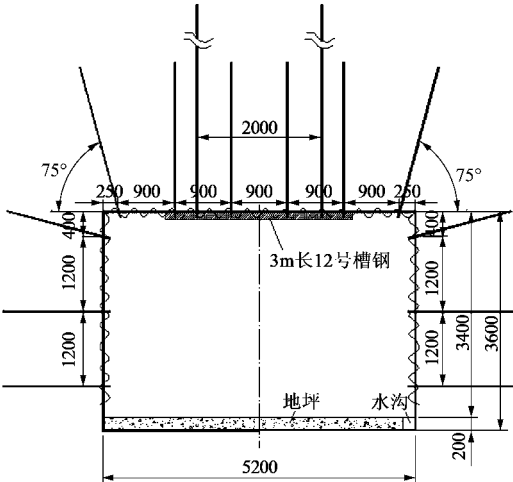


图 2 9006 辅运巷支护断面

2 现场观测

2.1 观测目的

通过对采动影响下底板巷道围岩变形的观测,总结出巷道变形的规律^[3]、巷道受回采推进影响承受超前支承压力的范围大小^[4],为安全生产提

供可靠的科学依据。

2.2 观测方法

采用“十字形法”在巷道设置测站,在每测站设一条水平线和垂直线,与巷道交于 4 个测点,固定时间间隔测量两帮移近量、顶板下沉量和底鼓量,如图 3。

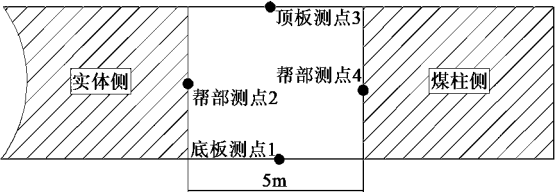


图 3 巷道变形观测表面测站布置

2.3 测站布置

在 9006 辅运巷中布置 5 个测站,测站 1,2,3,4,5 与 4106 工作面水平距离分别为 40m,60m,80m,100m 和 140m,如图 4。

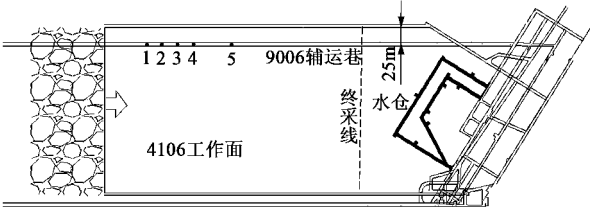


图 4 4106 面与 9006 辅运巷位置关系及测站布置

2.4 各测站数据汇总

对 4106 工作面下 9006 辅运巷 5 个测站进行了历时 81d 的观测,共观测 27 次,4106 工作面从测站 1 前 40m 到测站 5 后 187.5m,共推进 367.5m,实测数据见表 1。

表 1 9006 辅运巷围岩变形测站数据

测站	两帮移近			顶板下沉			底鼓		
	累计变形量/mm	平均变速/(mm·d ⁻¹)	最大变速/(mm·d ⁻¹)	累计变形量/mm	平均变速/(mm·d ⁻¹)	最大变速/(mm·d ⁻¹)	累计变形量/mm	平均变速/(mm·d ⁻¹)	最大变速/(mm·d ⁻¹)
1	42	0.5	1.5	38	0.5	2.4	192	2.4	11.4
2	80	1.0	5.2	69	0.9	7.3	275	3.4	23.4
3	95	1.2	7.0	45	0.6	1.3	180	2.2	5.8
4	63	0.8	4.3	158	2.0	6.0	473	5.8	22.3
5	88	1.1	2.5	56	0.7	2.1	224	2.8	8.3
平均变形量/mm	74	—	—	73	—	—	269	—	—
平均变形速度/(mm·d ⁻¹)	—	0.9	4.1	—	1.0	3.8	—	3.3	14.2

3 巷道围岩变形分析

3.1 两帮移近

根据表 1 可知,5 个测站中,两帮移近变形量最大的是测站 3,最小的是测站 1,平均变形量是 74mm;平均变速为 0.9mm/d,最大和最小变速为测站 2 和 1,分别为 5.2mm/d 和 1.5mm/d。

3.2 顶板下沉

由表 1 可知,在对顶板下沉的现场观测期间,变形量最大的是测站 4,最小的是测站 1,平均变形量是 73mm;各测站巷道变形速度均匀,受 4106 回采动压影响的加速变形阶段并不明显,而各测站的顶板下沉量也相对底鼓量较小。最大变形量发生在 4 测站,该测站顶板靠近硐室处发生过 1 次漏

冒, 导致 1 根顶锚杆被拉断, 可见顶板变形量较大, 主要原因是测站 4 紧邻硐室, 应力集中所致。因此, 在现场工作中应补强硐室周围支护。测站变形个别偏大, 平均变速 0.9mm/d, 最大和最小变速为测站 2 和 3, 分别为 7.3mm/d 和 1.3mm/d。

3.3 底鼓

从表 1 中可以看出, 9006 辅运巷在 4106 回采动压影响下, 变形量最大的是测站 4, 最小的是测站 1 和 3, 平均变形量是 269mm。测站围岩变速较大, 平均变速为 3.3mm/d, 最大和最小变速为测站 2 和 3, 分别为 23.4mm/d 和 5.8mm/d。

3.4 巷道变形综合分析

在观测期间, 各测站变形量由小到大排列为: 1, 3, 5, 2, 4, 巷道围岩变形主要以底板变形为主, 底鼓量约为顶板下沉量的 3.7 倍 (见表 2), 两帮移近量与顶板下沉量相当, 在 4106 回采动压下的 9006 辅运巷围岩变形问题主要是底鼓问题以及大断面周围的顶板下沉问题。

表 2 各测站顶板下沉量与底鼓量关系

测站	1	2	3	4	5	平均
顶板下沉量/mm	38	69	45	158	56	73
底鼓量/mm	192	275	180	473	224	269
近似比值	1:5.1	1:4	1:4	1:3	1:4	1:3.7

9006 辅运巷底鼓量成为巷道矿压显现的主要特征值, 5 个测站的底鼓量中最大值已达 473mm (测站 4), 最小值也达到 180mm (测站 3), 根据测站距工作面的水平距离 L 和与其对应的测站处的巷道底鼓量 u , 绘制了 $L-u$ 曲线, 见图 5。

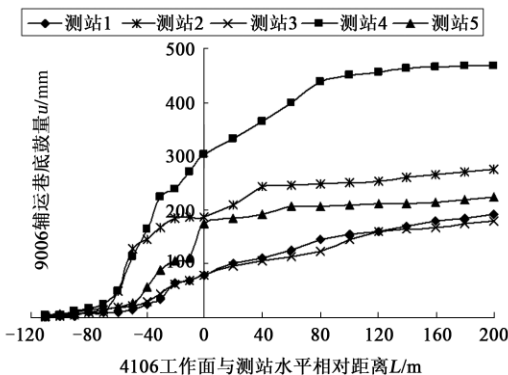


图 5 各测站 $L-u$ 实测曲线

通过对各测站平均底鼓量的分析得到 5 个测站的 $L-u$ 实测曲线与回归曲线, 如图 6。

由图 6 可以看出:

(1) 曲线服从 S 曲线变化规律, 不同测站仅回归系数不同。

(2) 每条曲线均可分为缓慢变形区 AB, 加剧

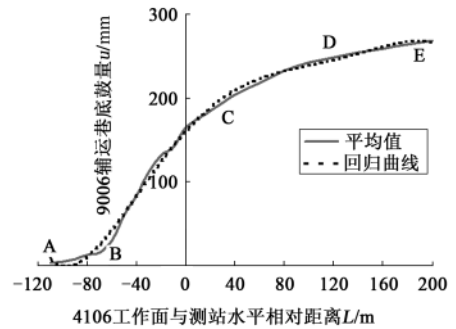


图 6 平均底鼓量的 $L-u$ 实测曲线与回归曲线

变形区 BC, 减缓变形区 CD 以及变形稳定区 DE。

(3) 超前工作面 60m 时, 测站受到底板支撑压力的影响开始出现明显变形; 测站在超前工作面 60m 到滞后工作面 40m 范围内, 受采动影响变形加剧; 滞后工作面 40 ~ 120m 范围内, 变形减缓, 之后趋于稳定。

经过多项式曲线拟合^[5], 受 4106 工作面采动影响下, 9006 辅运巷中测站的底鼓量与测站到工作面水平距离的关系为:

$$u = -2 \times 10^{-9} L^5 + 6 \times 10^{-7} L^4 - 3 \times 10^{-5} L^3 - 0.097 L^2 + 1.6209 L + 160.01$$

式中, u 为测站底鼓量, mm; L 为测站到工作面水平距离, m。

4 结论

通过对受 4106 工作面采动影响下 9006 辅运巷围岩变形观测分析, 得出如下结论:

(1) 根据巷道变形实测数据, 分析了两帮移近量、顶板下沉量和底鼓量的变化特征, 指出了测站变形量与工作面距离之间的定量关系。

(2) 总结出底板巷道围岩受采动影响变形规律可分为 4 个阶段, 即缓慢变形段、加剧变形段、减缓变形段、变形稳定阶段。

(3) 超前工作面 60m 时, 测站受到底板支撑压力的影响开始出现明显变形; 测站在超前工作面 60m 到滞后工作面 40m 范围内, 受采动影响变形加剧; 滞后工作面 40 ~ 120m 范围内变形减缓, 之后趋于稳定。

(4) 底板巷道软弱地段在走向受采动影响较远时, 在采动影响起始处应开始适当维护, 以增加巷道围岩的整体性^[6]和自身支护能力; 应加快工作面推进速度, 以减小回采动压对巷道的影响, 尽可能降低巷道围岩在采动影响剧烈处总变形量。

(下转 82 页)

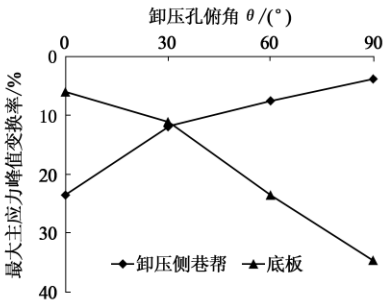


图 7 卸压侧巷帮及底板应力峰值与 θ 的关系曲线

由以上分析可知，卸压孔的俯角 θ 决定着帮部和底板的卸压效果消长关系，根据此规律，在进行底角卸压实践时，应首先弄清危险源的位置，或其危险程度的大小关系，当主要危险源在底板时，应适当加大 θ 的角度；当危险源主要在帮部时，可选取小角度 θ 。显然，对于该模拟条件下的巷道，底板危险源为重点，根据图 7 的分析结果，合理的 θ 至少应大于 30° 。

位移变化曲线反映了类似规律：随 θ 角的增大，底板位移量不断增加，而卸压侧煤帮位移量则不断减小。底板及未卸压侧煤帮位移量略有减小。

3 结论

(1) 无限煤岩体内爆破后，爆生裂隙区及其内部的压碎区和爆破空腔引起的长期静态效果是影响巷道冲击危险性变化趋势的主要因素。从爆破后的静态效果研究爆破卸压对冲击危险性变化趋势的

(上接 95 页)

对煤矿地表沉陷预计以及采后塌陷区建筑物的保护工作具有实际意义。

[参考文献]

[1] 何国清, 杨 伦, 凌赓娣. 矿山开采沉陷学 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1991.
[2] 张瑞丰. 精通 MATLAB 6.5 [M]. 北京: 中国水利水电出版社, 2004.
[3] 朱广轶, 王 玮, 于 莉. 煤岩开采与地表沉陷的预计程序

(上接 107 页)

[参考文献]

[1] 彭苏萍, 凌标灿, 郑高升, 等. 采场弯曲下沉带内部变形与岩层移动规律研究 [J]. 煤炭学报, 2002, 27 (1): 21-25.
[2] 庞俊勇, 樊永风, 阎莫明, 等. 采动对下部岩石巷道变形影响的研究 [J]. 土木工程学报, 1989, 22 (1): 85-96.
[3] 刘建军. 条带开采巷道变形观测与分析 [J]. 煤炭科学技术,

影响是十分有意义的。

(2) 随着保护带宽度 b 值的减小, 爆破卸压侧的巷帮垂直应力分布曲线先后呈现“三峰”、“双峰”和“单峰”状态, 其中“双峰”状态中先后呈现“内大外小”和“内小外大”的 2 种情形。存在小“内峰”的双峰应力状态对于冲击地压的解危是起到积极效果的。其他状态均不利于巷道冲击危险性的降低。

(3) 底角爆破卸压时, 爆破孔的俯角 θ 决定着帮部和底板的卸压效果消长关系, θ 越小, 对帮部的卸压效果越明显, 而对底板的卸压效果越弱; 反之亦然。

[参考文献]

[1] Roux, A. J. A., Leeman, E. R., Denkhaus, H. G. . De-stressing: A means of ameliorating rockburst conditions [J]. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1957 (11) .
[2] 李庶林, 桑玉发. 应力控制技术及其应用综述 [J]. 岩土力学, 1997 (3): 90-96.
[3] 陈寿峰. 高应力巷道围岩复合支护理论研究 [D]. 北京: 中国矿业大学 (北京), 2000.
[4] 田建胜, 靖洪文. 软岩巷道爆破卸压机理分析 [J]. 中国矿业大学学报, 2010, 39 (1): 50-54.
[5] 苏承东, 李化敏. 深埋高应力区巷道冲击地压预测与防治方法研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2008 (9): 3840-3846.
[6] 林伯泉. 深孔控制卸压爆破及其防突作用机理的试验研究 [J]. 阜新矿业学院学报 (自然科学版), 1995 (7): 16-21.
[7] 王书文. 千秋煤矿爆破卸压防治冲击地压技术研究 [D]. 北京: 煤炭科学研究总院, 2011. [责任编辑: 于海湧]

[J]. 沈阳大学学报, 2005, 17 (2): 39.
[4] 王 磊, 谭志祥, 张鲜妮, 等. 开采沉陷预计可视化系统开发与应用 [J]. 煤矿安全, 2009 (4): 34-39.
[5] 吴 佩, 葛家新. 开采沉陷预计一体化方法 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1998.
[6] 谭志祥, 邓喀中. 建筑物下采煤理论与实践 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2008.
[7] 马伟民, 王金庄 (译). 采动损害及其防护 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1982.
[8] 张春会, 于广明, 杨 伦, 等. 地下开采引起地表沉陷的电气化研究 [J]. 辽宁工程技术大学学报, 2003, 22 (6): 90-94. [责任编辑: 施红霞]

2006, 34 (7): 17-19.
[4] 刘宗亮, 涂 敏, 彭永贵, 等. 孤岛工作面围岩巷道变形观测分析 [J]. 煤矿开采, 2011, 16 (5): 83-85.
[5] 付国彬. 破裂状态围岩巷道变形量计算的几何方法 [J]. 中国矿业大学学报, 1998, 27 (2): 185-188.
[6] 郑相悦. 基于弹性力学模型的巷道变形破坏分析 [J]. 南方金属, 2011, 181 (4): 34-37.

[责任编辑: 邹正立]