

强烈动压巷道支护技术探讨

张占涛

(天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013)

摘要 针对强烈动压巷道支护问题, 采用理论分析与现场试验相结合的方法, 分析研究了受动压影响煤柱内支承压力的分布特征及其内部巷道围岩变形特征, 通过对实验点的生产地质条件调查和地质力学测试和评估, 发现在煤柱内掘进巷道会造成巷道围岩塑性区加大, 顶板和巷道两帮出现大量的离层和裂隙, 煤体胶结程度差, 完整性低, 巷道在掘进期间有害变形量较大, 影响巷道整体支护效果, 容易出现冒顶片帮等事故。提出采用强力锚杆支护系统配合高强度托板和金属网的方式进行支护。以王台铺煤矿 15 号煤 XV13102 副巷为例, 介绍了强力锚杆支护系统的方案设计、现场试验和矿压监测。研究结果表明, 强力锚杆支护系统改善了巷道受力状态, 提高了支护系统的承载能力和完整性, 达到了预期支护效果, 保证了巷道的正常使用。

关键词 强烈动压; 煤柱; 地质力学测试; 强力锚杆支护

中图分类号 TD353 **文献标识码** A **文章编号** 1006-6225 (2015) 03-0060-05

Supporting Technology of Roadway Influenced by Strong Mining Pressure

ZHANG Zhan-tao

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

Abstract: Applying theoretical analysis and site test, abutment pressure distribution and deformation characteristic of coal-pillar influenced by mining pressure was analyzed. By geological survey and mechanics test, it was found that driving in coal pillar would make plastic zone of surrounding rock increase, large separation and amounts of fissures occurred, coal cementation and integration degree was low, harmful deformation was large and influenced whole supporting effect and was easily resulted into coal-wall slide and roof fall. It was put forward that applying powerful anchored-bolt supporting system cooperated by high-strength tray and metal mesh to supporting. Taking XV13102 auxiliary roadway in 15th coalseam of Wangtaipu Colliery as an example, projection design of powerful anchored-bolt supporting system, site test and underground pressure observation was introduced. Results showed that the supporting system improved stress state of roadway and improved carrying capacity and integration of supporting system, which reached expectant supporting effect.

Keywords: strong mining pressure; coal pillar; geological mechanics test; powerful anchored-bolt supporting

王台铺煤矿 15 号煤 XV1310 工作面回采结束后, XV13102 巷内的水仓需要长期使用, 原有巷道的通风系统不能满足使用要求, 需要在 XV13102 巷和 XV13103 巷之间的煤柱内重新掘进一条 XV13102 副巷, 以满足通风系统的需要。XV13102 巷和 XV13103 巷 (已经回采报废) 之间的净煤柱 26m, 新掘巷道 XV13102 副巷与 XV13103 巷之间的净煤柱 8m, XV13102 副巷与 XV13102 巷之间的净煤柱 14m。

煤柱经受了 XV1310 工作面回采动压的影响后, 煤体变得松软, 煤柱的强度不同程度地降低。针对现场条件采用强力锚杆支护系统, 合理优化锚杆锚索的布置方式, 以期达到控制巷道的有害变

形, 满足巷道使用要求的目标。

1 受动压影响煤柱内巷道围岩变形特征及原因^[1-2]

两侧工作面推过后工作面基本顶破断位置在煤柱上方, 基本顶断裂后在上下两侧岩块的夹持作用下不能马上回转下沉, 此时基本顶岩块成悬臂梁状态, 煤柱外侧边缘由于基本顶悬臂梁的作用产生应力集中, 因此, 可根据土力学计算应力集中在煤柱中产生的附加应力。首先要确定上覆岩层在煤柱边缘产生的平均应力 P 。目前国内外研究都认为, 护巷煤柱上的荷载是由煤柱上覆岩层重量及煤柱两侧采空区暴露岩层转移到煤柱上的部分重量所引起的。如图 1 所示, 单位长度煤柱上的总荷载为^[3]:

收稿日期 2014-08-26

DOI 10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2015.03.019

基金项目 国家科技支撑计划课题 (2012BAB13B02); 天地科技公司研发项目 (KJ-2013-TDKC-05); 天地科技开采设计事业部生产力转化项目 (KCSJ-SCLZH-2012-01)

作者简介 张占涛 (1982-), 男, 河南漯河人, 助理研究员, 从事巷道支护方面的研究工作。

引用格式 张占涛. 强烈动压巷道支护技术探讨 [J]. 煤矿开采, 2015, 20 (3): 60-64.

$$P = \gamma \left[(B + 2D) \times H - \frac{D^2 \cot \delta}{4} \right] \quad (1)$$

式中, B 为煤柱宽度, m; D 为采空区宽度, m; H 为巷道埋深, m; δ 为采空区上覆岩层垮落角; γ 为煤柱上覆岩层平均容重, kN/m^3 。

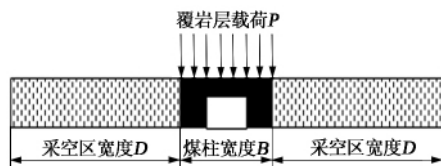


图 1 煤柱载荷示意

由于煤柱上覆荷载并不是平均施加到煤柱上的, 因此根据土力学中关于临界荷载计算公式, 可由附加应力公式计算在上覆荷载作用下, 产生在煤柱内部的附加大小主应力^[4]:

$$\sigma'_1 = \frac{P}{\pi} (2\beta + \sin 2\beta) = \gamma \left[(B + 2D)H - \frac{D^2 \cot \delta}{4} \right] (2\beta + \sin 2\beta) / \pi \quad (2)$$

$$\sigma'_3 = \frac{P}{\pi} (2\beta - \sin 2\beta) = \gamma \left[(B + 2D)H - \frac{D^2 \cot \delta}{4} \right] (2\beta - \sin 2\beta) / \pi \quad (3)$$

式中, σ'_1, σ'_3 分别为附加大小主应力; P 为上覆岩层荷载; 2β 为计算点至均布荷载边缘的角度; B 为均布荷载的宽度, 可视为煤柱宽度。

另外还要加上计算点以上煤层自重引起的应力^[4]:

$$\sigma''_1 = \gamma Z, \sigma''_3 = K_0 \gamma Z$$

式中, σ''_1, σ''_3 分别为煤柱某点以上自重应力; K_0 为侧压力系数, 依据该矿地应力测试结果可取 2.0; Z 为计算点至顶板的距离, m。

计算点的应力应该由上述两部分叠加而成。

$$\sigma_1 = \sigma'_1 + \sigma''_1 = \gamma \left[(B + 2D)H - \frac{D^2 \cot \delta}{4} \right] (2\beta + \sin 2\beta) / \pi + \gamma Z \quad (4)$$

$$\sigma_3 = \sigma'_3 + \sigma''_3 = \gamma \left[(B + 2D)H - \frac{D^2 \cot \delta}{4} \right] (2\beta - \sin 2\beta) / \pi + K_0 \gamma Z \quad (5)$$

当计算点的应力达到极限平衡条件时, 该点的应力应满足强度条件, 大小主应力之间的关系为:

$$\sin \varphi = \frac{\frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3)}{\frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3) + c \cdot \cot \varphi} \quad (6)$$

将式 (4)、(5) 代入 (6) 后, 整理得煤柱塑性区宽度 Z :

$$Z = \frac{(\sin 2\beta - \sin \varphi) + c \cdot (\sin^2 \varphi / \cos \varphi)}{\pi \gamma (3 \sin \varphi + 1) / 2} \times \left[(B + 2D)H - \frac{D^2 \cot \delta}{4} \right] \quad (7)$$

由公式 (7) 可以看出, 塑性区深度、煤柱内的应力状态与煤柱宽度 B , 采空区宽度 D , 埋置深度 H , 岩层垮落角 δ , 以及煤层的强度指标 γ, c, φ 等相关。当 XV1310 综采工作面已经回采结束, XV13102 巷和 XV13103 巷之间的 26m 煤柱经受

XV1310 工作面回采动压影响后, 煤柱强度降低, 煤柱内塑性区比较发育。此后, 在煤柱内掘进巷道后在顶底板及两帮产生新的应力集中, 应力集中程度大于煤柱内的应力, 造成巷道围岩塑性区加大, (煤体) 松软破碎, 顶板和巷道两帮都出现大量的离层和裂隙, 煤体胶结程度差, 完整性低, 巷道在掘进期间有害变形量较大, 容易出现冒顶片帮等事故。特别是在巷道围岩塑性区比较发育地区, 局部巷帮中部煤体破碎从网片流出, 破坏了巷帮的完整性, 影响巷道整体支护效果^[6-8]。所以为了控制有害变形的出现, 保证巷道的正常使用, 应当在合理充分利用巷道围岩地质力学测试结果基础上, 合理确定巷道支护设计方案。

2 试验点地质力学测试与评估

2.1 地应力大小及分布

一盘区地应力测量位置: 第 1 测点位于 XV13103 巷, 距巷口 250m 处, 该处巷道实际巷高 2.8m, 巷宽 3.5m; 第 2 测点位于 XV23132 巷, 距工作面切眼 120m 处, 该处巷道实际巷高 2.8m, 巷宽 3.5m; 第 3 测点位于 XV2106 巷, 距与六九五巷交叉口处 100m。测试结果表明: 15 号煤 3 个测点最大水平主应力分别为 8.49MPa, 7.58MPa 和 10.94MPa; 最小水平主应力分别为 4.76MPa, 4.22MPa 和 5.68MPa; 垂直应力分别为 2.53MPa, 4.85MPa 和 3.05MPa。有两个测点最小水平主应力大于垂直应力, 这也是浅埋深矿井应力场非常明显的特征。由于埋深较浅, 井下应力场受井上地表地形地貌的影响较大。在进行巷道布置和支护设计的过程中应综合考虑应力值大小和应力场类型。

2.2 煤岩体强度特征

顶板石灰岩样试验单向抗压强度 53.6 ~ 212.9MPa, 平均 101.6MPa; 单向抗拉强度 2.2 ~ 6.1MPa, 平均 4.0MPa, 抗剪强度 5.7 ~ 16.0MPa, 平均 13.2MPa, 属坚硬型顶板。另外, 零星分布有泥岩、砂质泥岩、炭质泥岩伪顶, 一般厚度 0.50 ~ 2.00m。直接底泥岩, 平均厚度约 2.75m, 其下部为本溪组的铝土泥岩, 平均厚度约 4.25m, 岩体强度中等。单向抗压强度 12.1 ~ 58.4MPa, 平均 28.3MPa; 单向抗拉强度 0.7 ~ 2.0MPa, 平均 1.4MPa^[9]; 抗剪强度 1.9 ~ 6.6MPa, 平均 4.2MPa。15 号煤煤厚 0.80 ~ 5.27m, 平均 2.51m。煤层强度现场测试时测试曲线波动范围普遍较大, 煤层中裂隙较为发育, 导致部分测点强度值明显偏低。煤体中普遍存在夹矸, 导致部分测点的强度值

明显大于其他值。经测试 15 号煤煤体强度平均值为 14.08MPa, 煤体中等硬度。

2.3 煤岩体结构特征

通过钻孔窥视仪对实验巷道 XV13102 副巷的煤体内部结构破坏情况进行观测, XV13102 副巷钻孔围岩窥视结果如图 2 所示。

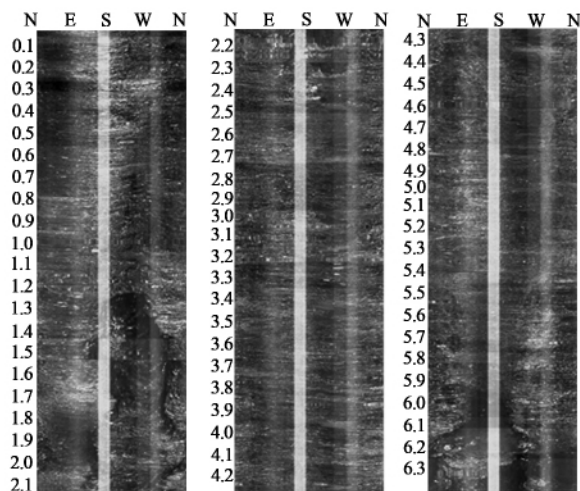


图 2 XV13102 副巷煤层钻孔窥视情况

从 XV13102 副巷煤体的窥视结果可以看出: XV13102 副巷经受 XV1310 工作面回采后煤体中有大量孔隙, 钻孔不光滑, 破碎、空洞现象较普遍, 局部有较多裂隙, 这些都说明煤体的胶结程度较差, 这直接导致煤体整体强度较低, 完整性较差。

3 支护设计理念及参数设计

3.1 支护设计理念

针对 15 号煤现场条件确定采用强力锚杆支护系统, 锚杆锚索联合支护形式进行支护。强力锚杆支护系统锚杆的杆体应采用高强度螺纹钢锚杆, 锚杆预紧力矩不小于 $300\text{N} \cdot \text{m}$ ^[4]。煤柱受动压影响后, 煤体变得松软, 强度降低, 为了达到控制有害变形的目的, 需要采用锚索进行补强支护。由于现场施工中采用 $\phi 28\text{mm}$ 的麻花钻头钻孔, 为了使锚索直径与钻孔孔径相匹配, 采用 $\phi 17.8\text{mm}$ 的锚索, 锚索预紧力损失后不小于 150kN。同时, 为了使预应力得到有效地扩散增加支护系统的刚度, 应采用高强度托板和金属网, 改善巷道表面的受力状态, 提高支护系统的承载能力和完整性。

3.2 巷道支护方案设计

XV13102 副巷巷道掘进断面为矩形, 宽 4.0m, 高 2.6m, 掘进断面面积为 10.4m^2 。

锚杆杆体采用 BHRB400 螺纹钢锚杆, 锚杆直径为 20mm, 长 2.0m, 锚杆采用 1 支 MSZ2360 树

脂锚固剂进行锚固, 锚杆预紧力矩不小于 $300\text{N} \cdot \text{m}$ 。金属网的规格为 $1.4\text{m} \times 4.2\text{m}$ 。采用规格为 SB16-80-3500-4 的钢筋托梁与金属网和锚杆配合形成一个以锚杆为主体的承载结构。巷道顶板锚杆排距 1.2m, 每排 4 根锚杆, 间距 1.1m; 巷道两帮锚杆排距 1.2m, 每排 3 根锚杆, 间距 0.9m。巷道顶板锚索直径 17.8mm, 长度 5.3m, 锚索采用 3 支锚固剂, 1 支规格为 MSK2335, 2 支规格为 MSZ2360 (先放快速锚固剂 MSK2335, 后放 2 支中速锚固剂 MSZ2360), 锚固长度为 1755mm, 预紧力损失后不小于 150kN, 外露长度不大于 300mm, 锚索托板采用 $300\text{mm} \times 300\text{mm} \times 16\text{mm}$ 高强度平托板及配套锁具, 每 3.6m 打 1 根锚索。巷道两帮的锚索长度为 4.3m, 预紧力不低于 120kN, 其他参数与顶板锚索一致。

XV13102 副巷的巷道支护断面如图 3 所示。

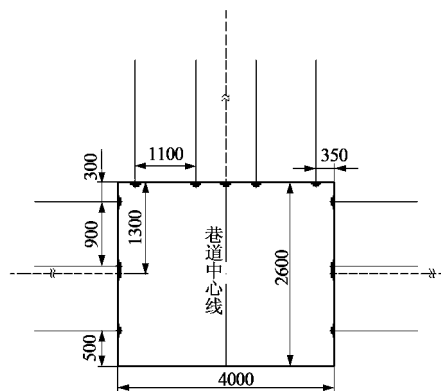


图 3 XV13102 副巷锚杆支护断面

4 支护效果分析及评价

4.1 掘进期间锚杆、锚索受力分析

为了监测锚杆在掘进期间实际受力变化, 分析巷道围岩受力情况, 在 XV13102 副巷中安装综合测站, 监测锚杆、锚索的受力变化以及巷道表面位移变化。图 4 为 XV13102 副巷的锚杆测力计安装示意图, 顶锚索测力计安装在锚杆测力计测站前后 2 根锚索上。

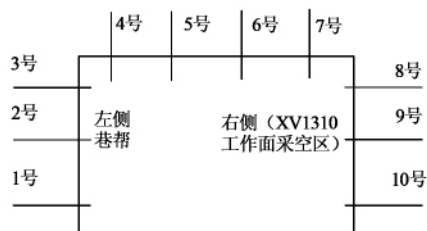


图 4 XV13102 副巷锚杆测力计安装示意

锚杆、锚索受力综合测站安装时, 顶板 3 个锚

杆测力计受到损坏, 无法观测。

锚杆受力变化监测结果如图 5 所示。从图 5 可知, 锚杆初始受力基本超过 16kN, 锚杆初始预紧力相对比较大, 锚杆施加预紧力之后, 整体受力呈平缓增大趋势, 说明巷道及时、主动支护很好地控制了巷道围岩的变形, 保证了巷道围岩的整体完整性, 锚杆起到了主动及时支护的作用效果^[1]。

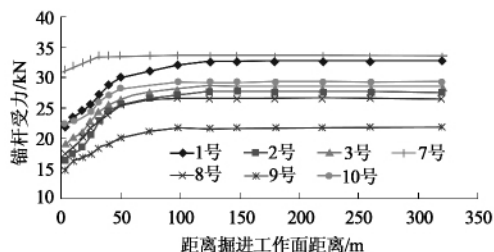


图 5 锚杆受力曲线

锚索受力变化监测结果如图 6 所示。锚索施加较大预紧力之后, 初始受力有一定的变化, 这是由于巷道掘进时锚索锁具与索体之间有一定变动, 后期稳定后锚索受力基本稳定, 没有变化, 起到了良好的支护效果, 进一步加强了巷道顶板的完整。

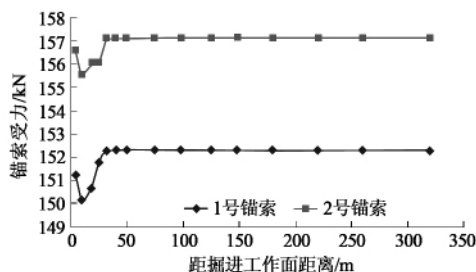


图 6 锚索受力曲线

4.2 工作面回采期间锚杆受力分析

工作面回采期间锚杆受力变化见图 7。

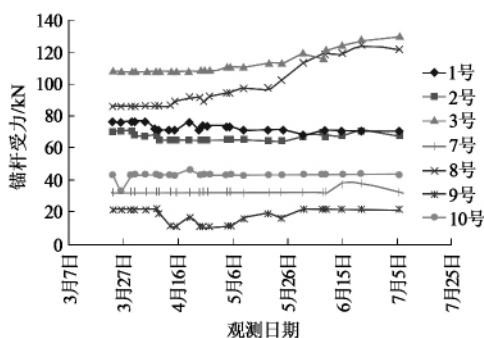


图 7 工作面回采期间锚杆受力变化

工作面回采期间, 顶锚杆受力变化比较小, 说明 15 号煤顶板完整性较好; 巷帮锚杆受力变化比较大, 其受力逐渐增大, 达到一定值后, 受力逐渐稳定, 锚杆起到了控制围岩变形的作用, 保证了巷

道的安全使用。

4.3 巷道表面位移

为了准确掌握设计方案应用于井下之后巷道的变形情况, 巷道内布置了巷道表面位移测站, 监测巷道表面位移的变化情况。XV13102 副巷掘进时和回采时巷道表面位移监测结果分别如图 8、图 9 所示。

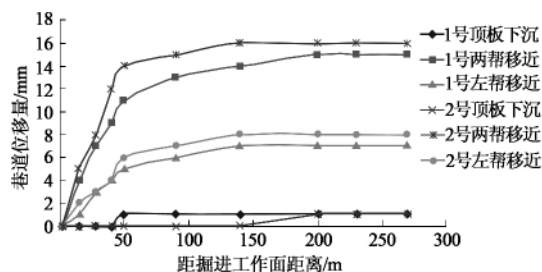


图 8 XV13102 副巷掘进时巷道表面位移曲线

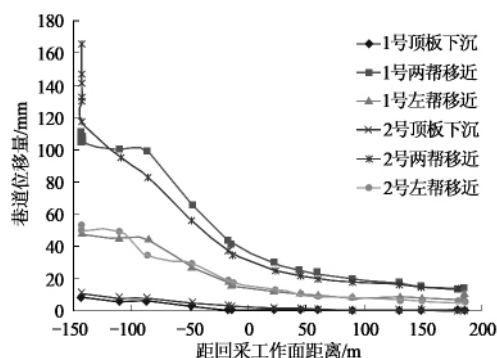


图 9 XV13102 副巷回采时表面位移曲线

XV12102 副巷掘进期间巷道表面位移中, 巷道两帮最大移近量为 15mm, 其中左帮最大移近量为 7mm, 顶板最大下沉量为 1mm; 2 号巷道表面位移中巷道两帮最大移近量为 16mm, 其中左帮最大移近量为 8mm, 顶板最大下沉量为 1mm。

监测数据表明巷道整体完整性较好, 几乎没有变形。表面位移变化距掘进头约 100m 左右时基本稳定, 巷道变形主要发生在距离掘进工作面 100m 范围内。

在回采期间 XV12102 副巷巷道表面位移中, 巷道两帮最大移近量为 111mm, 其中左帮最大移近量为 50mm, 顶板最大下沉量为 10mm; 2 号位移中巷道两帮最大移近量为 165mm, 其中左帮最大移近量为 52mm, 顶板最大下沉量为 11mm。

从巷道表面位移监测数据分析来看: 巷道采用强力锚杆支护后, 很好地控制了巷道围岩的变形, 巷道围岩整体变形量不大, 能满足巷道的使用要求, 巷道不需要进行维修, 巷道支护达到了预期的支护效果。

5 结 论

(1) 理论分析表明王台铺矿 15 号煤 XV12102 副巷巷道所在煤柱经受压影响后, 煤柱强度降低, 煤柱内塑性区比较发育, 巷帮煤体松软破碎, 煤柱内含有大量的离层和裂隙, 降低了煤体的完整性, 给支护带来极大的困难。

(2) 通过对王台铺矿 15 号煤 XV1302 工作面巷道地质和生产条件调查和分析, 掌握了巷道围岩的应力分布、强度和结构, 为支护参数的选取提供了科学依据。

(3) 强力锚杆支护系统要求锚杆杆体应采用高强度螺纹钢, 同时为增加支护系统的刚度, 应对锚杆施加较大预紧力, 并配合高强度托板和金属网一同使用。强力锚杆支护系统改善了巷道的受力状态, 提高了支护系统的承载能力和完整性。

(4) 井下巷道实验结果表明: 试验巷道在掘进期间两帮移近量最大为 16mm, 在工作面回采期间两帮最大移近量 165mm, 巷道顶板几乎没有下沉, 没有明显底鼓现象, 巷道整体变形量很小, 两帮煤体在支护系统作用下, 煤体变形得到很好地控制, 保持了巷道围岩的完整性。

(5) 试验巷道支护技术的成功, 为强烈动压巷道支护技术提供了经验, 同时为以后矿区进行煤柱回收提供了经验技术。

参考文献

- [1] 杨 伟, 刘长友, 黄炳香, 等. 近距离煤层联合开采条件下工作面合理错距确定 [J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29 (1): 101 - 105.
- [2] 韩承强. 不同宽度区段煤柱巷道围岩结构及变形机理研究 [M]. 青岛: 山东科技大学, 2007.
- [3] 冯国瑞, 闫永敢, 杨双锁, 等. 长壁采空区上方岩层损伤影响范围及其遗弃煤层上行开采的安全层间距分析 [J]. 煤炭学报, 2009, 34 (8): 1032 - 1036.
- [4] 徐芝纶. 弹性力学 [M]. 北京: 高等教育出版社, 2006.
- [5] 奚家米, 毛久海, 杨更社, 等. 回采巷道合理煤柱宽度确定方法研究与应用 [J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25 (4): 400 - 403.
- [6] 翟新猷, 钱鸣高, 李化敏, 等. 小煤矿复采煤柱塑性区特征及采准巷道支护技术 [J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23 (22): 3799 - 3802.
- [7] 王旭杰. 大倾角特厚煤层综放开采区段煤柱合理尺寸优化与研究 [M]. 太原: 太原理工大学, 2013.
- [8] 姜金福, 蓝 航, 刘少虹, 等. 铜川矿区区段煤柱宽度优化研究 [J]. 煤炭科学技术, 2011, 39 (5): 29 - 31.
- [9] 李智峰. 小议煤矿采矿新技术的应用 [J]. 内蒙古煤炭经济, 2014 (4): 1, 6.
- [10] 杨吉平, 朱守颂, 章 磊, 等. 松散含水层下巷道围岩监测及控制 [J]. 煤矿安全, 2010 (1): 60 - 62.
- [11] 康红普. 深部煤巷锚杆支护技术的研究与实践 [J]. 煤矿开采, 2008, 2 (1): 1 - 5.

责任编辑: 姜鹏飞

(上接 128 页)

程, 提供能反映瓦斯变化规律的压力曲线图, 因此, 本系统克服了已有监测系统采集点平均, 不能很好地反映瓦斯压力的变化规律的问题。

采用数据采集频率控制模块, 当瓦斯压力变化率小于设定的阈值时, 可以降低采样频率; 当瓦斯压力变化很小或者在监测期间瓦斯压力稳定时, 可以设定系统处于休眠状态。

在考察煤层瓦斯压力过程中设置了 2 种模式 (主动测压和被动测压), 并且设置瓦斯压力下降报警; 在考察瓦斯抽放半径过程中设置 4 种模式, 可以满足煤矿井下不同的抽采要求, 因此, 本系统实现对数据实时分析, 克服了现有监测系统功能单一、智能化程度低的问题。

参考文献

- [1] 俞启香. 矿井瓦斯防治 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1992.

- [2] 张铁岗. 矿井瓦斯综合治理技术 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2001.
- [3] 林柏泉. 矿井瓦斯防治理论与技术 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1998.
- [4] 齐黎明, 赵玉岐, 王轶波, 等. 基于封孔前瓦斯损失量的测压结果修正分析 [J]. 煤炭学报, 2007, 32 (1): 60 - 63.
- [5] 杨 洋, 蒋承林, 向明霞. 近距离煤层群条件下穿煤层瓦斯压力测定技术 [J]. 煤炭科学技术, 2011, 39 (2): 51 - 54.
- [6] 高建良, 候三中. 掘进工作面动态瓦斯压力分布及涌出规律 [J]. 煤炭学报, 2007, 32 (11): 1127 - 1131.
- [7] 蒋曙光, 邵 昊, 王 凯, 等. 一种煤层瓦斯压力测定仪及测定方法 [J]. 中国: 200810243254.0, 2009 - 05 - 27.
- [8] 童敏明, 童紫原, 郑 伟, 等. 一种煤层瓦斯压力和煤壁应力的检测装置及方法 [J]. 中国: 200810244152.0, 2009 - 06 - 03.
- [9] 鲁忠良, 原东方, 李先章, 等. 智能型煤层瓦斯压力测试仪 [J]. 中国: 201010030138.0, 2011 - 07 - 13.
- [10] 周世宁, 马尚权, 陈学习, 等. 一种煤层瓦斯压力检测系统 [J]. 中国: 200910161938.0, 2010 - 03 - 31.
- [11] 朱德信, 刘结高, 方昌才, 等. 煤层瓦斯压力检测系统 [J]. 中国: 201010180130.X, 2011 - 05 - 14.

责任编辑: 李 青