

二次沿空巷道留巷支护方式及围岩变形规律研究

臧英新^{1,2}, 陈 威^{1,2}

(1. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116; 2. 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221008)

摘 要: 基于新庄孜矿 62110 回风巷沿空掘巷后破坏严重出现结构性失稳且后期再需留巷, 对二次留巷支护技术进行了研究。分析了巷道破坏原因为地质条件复杂且前期支护参数不合理, 结合煤巷预拉力支护理论确定采用“三高”锚杆(高强度、高刚度、高预紧力)、锚索补强、深浅孔注浆的联合支护方案。采用快速连续观测法对回采期间巷道的围岩变形进行现场实测, 结果表明: 高强度架锚注方案可再造围岩结构, 减缓顶板活动剧烈程度, 工作面后方 30~55 m 为巷道围岩变形剧烈区, 55 m 后变形速度趋于稳定。采取该修复方案改善了支护效果, 保障了工作面安全回采。

关键词: 二次沿空留巷; 沿空掘巷; 沿空留巷; 围岩变形

中图分类号: TD353.6 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-2336(2012)03-0017-03

Research on Support Method and Surrounding Rock Deformation Law of Secondary Gateway Retained Along Goaf

ZANG Ying-xin^{1,2}, CHEN Wei^{1,2}

(1. School of Mining Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China;

2. National Key Lab of Coal Resources and Safety Mining, Xuzhou 221008, China)

Abstract: Based on the structural stability lost occurred from the serious failure of the gateway retained along the goaf of No. 62110 air-return gateway in Xinzhuangzi Mine and the gateway reused later, a research was conducted on the support technology of the secondary gateway retained. The analysis showed that the failure causes of the gateway were the complicated geological conditions and the irrational previous support parameters. In combination with the pretension support theory of the seam gateway, the frame/bolt/grouting combined support plan with high strength, high stiffness and high pre-tension bolt, the anchor reinforcement and the shallow borehole grouting was determined. The rapid continued observation method was applied to the site measurement of the surrounding rock deformation in the gateway during the mining period of the coal mining face. The results showed that the high strength frame/bolt/grouting plan could rebuild the surrounding rock structure and could relax the activity serious degree of the roof. The 30~55 m location behind the coal mining face would be the deformation serious scope of the gateway surrounding rock. Beyond the coal mining face 55 m, the deformation speed would be stable. After the repair plan conducted, the support effect was improved and the safety mining of the coal mining face could be ensured.

Key words: gateway secondary retained along goaf; gateway driving along goaf; gateway retained along goaf; surrounding rock deformation

沿空留巷是国内外煤炭开采技术的重要发展方向, 是降低回采巷道掘进率、提高采区采出率、实现工作面安全高效回采的关键技术^[1]。该技术对实现 Y 型通风, 防止工作面上隅角瓦斯积聚与超限, 实现煤与瓦斯共采, 保障矿井安全、高效开采具有重要意义。但由于国内煤矿采深不

断加大, 地质条件更为复杂, 地应力增大, 围岩松散且具有蠕变特性, 受采动影响软岩巷道支护仍有很多问题需要解决^[2-4]。针对新庄孜矿 62110 回风巷原为留小煤柱沿空掘巷, 破坏失稳修复加固并沿空留巷的支护技术及回采期间巷道表面位移规律展开了研究。

收稿日期: 2011-11-12; 责任编辑: 曾康生

基金项目: “十一五”国家科技支撑计划资助项目(2007BAK28B00)

作者简介: 臧英新(1985—), 男, 河北邢台人, 硕士研究生。Tel: 15952183415, E-mail: yingxinzang@163.com

网络出版时间: 2012-03-12 04:35:00; 网络出版地址: http://www.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20120312.1635.201203.17_005.html

引用格式: 臧英新, 陈 威. 二次沿空巷道留巷支护方式及围岩变形规律研究[J]. 煤炭科学技术, 2012, 40(3): 17-19, 45.

1 工程地质概况

新庄孜矿 62110 工作面属于六水平二采区,标高 -690—-595 m,走向平均长度 785 m,倾斜平均长度 181 m,煤层倾角 16~24°,平均 20°,其上工作面 52210 已于 2008 年 3 月采毕。62110 回风巷施工从 52 回风石门 B10 煤层层位开口朝西北向施工斜上山,至回风巷位置留 5 m 小煤柱后,分别向北、向南沿 B10 煤层施工回风巷,具体如图 1 所示。62110 工作面回采期间,回风巷采取分段留巷方式,留巷长度够用即弃。

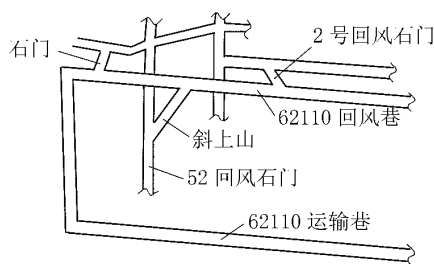


图1 工作面巷道布置

该矿 B10 煤层属半暗—暗淡型煤,赋存状况不稳定,煤厚变异系数较大。煤层中上部常发育 1~2 层不稳定粉砂质泥岩、含炭泥岩夹矸,厚 0.3~0.8 m,中下部为主体煤层。煤层基本顶为中粒砂岩,平均厚度为 4 m;直接顶为粉砂质泥岩,平均厚度为 2.5 m;直接底为细砂岩,平均厚度 2.2 m。煤层柱状如图 2 所示。

层厚/m	柱状图	岩性描述
2.0~6.0 4.0		细砂岩与砂泥岩互层
3.0~5.0		中粒石英砂岩
2.0~3.0		灰色砂质泥岩
1.0~1.7		B10 煤层
1.0~3.5 2.5		细砂岩
1.0~4.0 2.5		泥岩含鲕粒
1.2~9.5 5.3		中粒石英砂岩
10.0~20.0 15.0		粗粒石英砂岩

图2 62110 回风巷煤层柱状图

2 巷道沿空掘进支护方案

1) 巷道掘进支护参数。巷道断面为直墙拱

形,净宽×中高为 4.8 m×3.2 m。巷道顶部采用高强预拉力锚杆加长 2.0 m 的 π 型轻型钢带和钢筋网联合支护,锚杆规格为 $\phi 20-M22-2200$;以拱顶正中部为基准按照间排距 2 000 mm×3 200 mm 垂直巷道轮廓线向顶板施工 6.3 m 长锚索 3 根,锚索规格为 $\phi 17.8$ mm 低松弛钢绞线。巷道帮部采用左旋螺纹钢等强预拉力锚杆加长 1.6 m 的 π 型轻型钢带和钢筋网联合支护,锚杆规格为 $\phi 20-M22-2200$ 。另外在两帮墙角底板往上 0.2~0.3 m 处各施工 1 根倾斜向下的帮脚锚杆(俯角 $30^\circ \pm 5^\circ$),锚杆规格为 $\phi 20-M22-2200$ 。

2) 巷道变形破坏情况。62110 回风巷在掘出后变形非常大,巷道掘进宽为 4 800 mm,两帮最大变形量达到 1 400 mm;顶底板变形剧烈处巷道高度只有 1 300 mm,且巷道出现数处冒顶现象,最大冒顶高度达到 1 000 mm 以上。帮部也存在片帮现象,两帮移近以煤柱帮为主,煤柱松散破碎现象严重。

3 巷道围岩破坏原因与加固技术

3.1 巷道围岩破坏原因分析

1) 客观原因。①埋深大,工作面埋深近 700 m,造成地应力高;②地质构造复杂,尤其是次生小断层发育,地应力相对集中;③地层产状变化大,围岩松散破碎;④瓦斯压力大,施工管理按突出煤层管理;⑤大倾角薄煤层煤厚变异系数较大,顶板常发育 1~2 层粉砂质泥岩,对沿空掘巷造成难度很大。

2) 主观原因。大小结构稳定性原理^[5]表明在巷道较大范围内的围岩大结构是稳定的,沿空掘巷时,大结构的稳定性基本不受影响,只是由于应力集中,巷道会出现一定的变形;在巷道掘后,由于深井围岩蠕变特点巷道会出现持续变形。支护和围岩组合的小结构的稳定性主要受沿空侧护巷煤柱宽度、围岩强度和支护阻力的影响。62110 回风巷沿空掘巷支护参数不合理,支护围岩小结构的整体承载强度不够,锚杆锚固长度,锚索钢绞线规格等设计不合理,因围岩的长期蠕变致使围岩出现松动破坏乃至失稳;施工质量也制约支护体性能的发挥,原支护锚索锚杆预紧力不足,托盘壁后不实。

3.2 巷道围岩修复加固技术

该巷道原为留小煤柱沿空掘巷,剧烈的变形导

致巷道围岩大范围松动破坏, 出现结构性失稳, 原有支护和有效断面已不能满足下一步实施留巷作业的需要, 更无法满足留巷经历的强动压影响, 必须对巷道松散破碎围岩进行再造, 并利用高强预拉力支护技术^[6], 重建高强度的支护围岩结构。因此需要以高强度、高刚度、高预紧力的“三高”锚杆为基础, 注浆固结松散围岩为锚杆锚固创造条件, 支护工序如图 3 所示。其具体内容: ①顶板超前支护。布置 3~5 根超前预注浆锚杆, 注硫铝酸盐水泥或化学浆液; ②扩刷巷道、架棚。36U 型钢, 棚距 700 mm; ③喷浆。水泥、黄沙、石子质量比为 1: 2: 2, 喷层厚度 100 mm; ④浅孔壁后充填注浆。注浆管长 1 m, 孔深 1.2 m, 每断面 6 孔布置, 排距 1.4 m, 间距 1.64 m; ⑤全断面锚杆支护。共布置 13 根超高强锚杆, 起拱线上方共计 9 根锚杆, 帮部 4 根锚杆; ⑥深孔强化注浆。注浆管长度 2.6 m, 孔深 3 m, 每断面 6 孔布置。⑦顶板关键部位锚索加强。顶板布置 5 套高预应力单体锚索, 钢绞线规格为 $\phi 21.8 \text{ mm} \times 7 \text{ 300 mm}$, 锚索在拱顶均匀分布。结合主次承载区协调作用支护理论施加大锚索调动主次承载区整体性能的高强度架锚注联合支护^[7-10]。

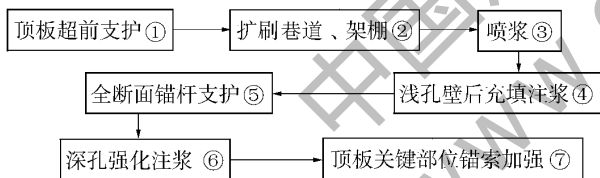


图3 施工流程

工作面回采时, 由于巷道要受到工作面的强动压影响, 为确保工作面安全高效回采, 巷道工作面前后适当距离采用 2 排单体支柱加强支护。

4 巷道围岩变形规律分析

巷道表面位移能够综合反映出巷道的稳定情况。巷道内所布置的测点与工作面的相对位置关系如图 4 所示, 巷道围岩变形曲线如图 5 所示。通过图 5 可以得出如下规律。

1) 工作面前方巷道两帮、顶底板变形速度逐渐下降, 工作面处变形速度最大, 这是因为工作面的煤体受支撑压力影响, 使煤体压裂破坏, 裂隙增多, 应力向煤体深部转移。

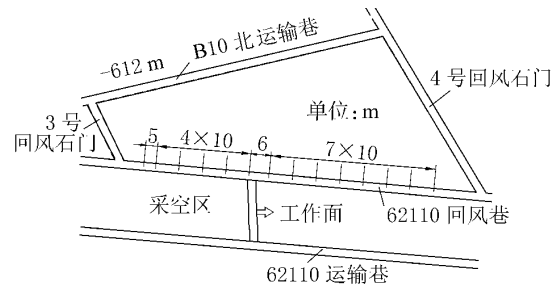
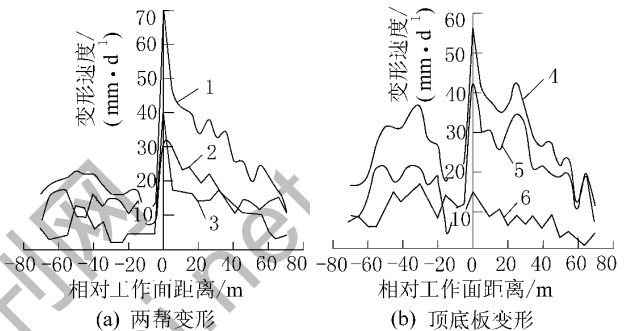


图4 表面位移测站布置示意



1—两帮相对移近; 2—煤柱侧帮; 3—采空区侧帮;

4—顶底板相对移近; 5—顶板下沉; 6—底鼓

图5 62110回风巷两帮和顶底板变形速度

2) 巷道小煤柱帮变形速度总体大于充填体侧和实体煤帮变形速度; 巷道底鼓速度总体上大于顶板变形速度。

3) 工作面后方 20 m 范围内, 两帮、顶底板变形速度较小并逐步增大。由于充填墙体早期强度大、增阻力学性能好, 能够及时支护顶板, 有效控制顶板离层, 因而此范围内变形较小。

4) 工作面后方 30~55 m, 巷道两帮、底鼓以及顶板变形速度达到最大值。一方面此范围内沿空留巷覆岩活动剧烈, 随着工作面推进, 上覆岩体不断弯曲、下沉和破坏, 留巷段新采空区侧的基本顶在自重及支护体产生的切顶阻力作用下破断。工作面后方 45~55 m 处, 出现充填墙体侧变形速度大于煤柱侧的异常现象, 更加说明此范围内沿空留巷顶板弯曲、下沉对充填墙体压缩、向巷道内推移的影响。另一方面此范围内由于上覆岩层的剧烈活动, 充填体加剧变形, 从而使巷道变形速度增加。

5) 工作面后方 55 m 之外, 巷道两帮及顶底板变形速度逐渐减小。一方面沿空留巷覆岩活动逐渐缓和, 另一方面充填墙体的凝固更加充分, 抗压强度更大, 从而更好地限制围岩变形。

(下转第 45 页)

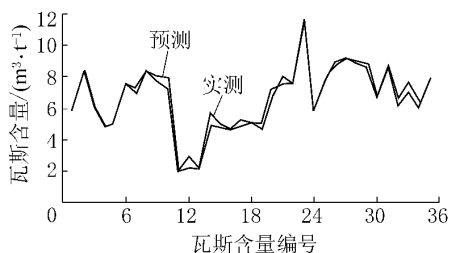


图2 预测瓦斯含量与实测瓦斯含量对比

4 结 论

该研究运用瓦斯地质理论和多源瓦斯数据融合技术分析了车集矿瓦斯赋存规律。经回归分析可知,煤层埋深对车集矿瓦斯含量赋存影响最大,不同瓦斯地质单元主控因素不同。经多元线性回归分析,获得第Ⅰ及第Ⅱ瓦斯地质单元瓦斯含量的回归方程分别为: $Y = 0.013\ 5X_1 + 0.535\ 6X_2 - 4.362\ 6$ 及 $Y = 0.031\ 2X_1 - 0.313\ 2X_3 - 14.673\ 1$; 经显著性水平检验及模型验证可知,所获结论能较好地反映车集矿瓦斯含量赋存规律,研究结果可为瓦斯涌出量预测及瓦斯治理等提供依据。

参考文献:

[1] 孙波,杜泽生,李振信,等. 煤与瓦斯突出区域多因素

综合预测方法[J]. 煤矿安全,2008,39(10): 39-41.

[2] 于不凡,王佑安. 煤矿瓦斯灾害防治及利用技术手册[M]. 北京: 煤炭工业出版社,2000: 94-95.

[3] 龙威成,刘明举,陈志胜,等. 基于多源瓦斯数据融合的瓦斯赋存规律研究方法[J]. 煤炭科学技术,2009,37(2): 42-46.

[4] 赵发军,温志辉,刘明举,等. 分析组分对间接法测定煤层瓦斯压力的影响[J]. 煤炭科学技术,2010,38(4): 52-54.

[5] 曹运兴. 瓦斯地质单元法预测瓦斯突出的认识基础与实践[J]. 煤炭学报,1995,20(S1): 76-78.

[6] 江重阳. 瓦斯地质法在煤与瓦斯突出预测中的应用[J]. 煤炭技术,2008,27(6): 89-90.

[7] 彭力. 开滦矿区瓦斯地质分布规律[J]. 煤炭科学技术,2001,29(2): 35-38.

[8] 王晓鸣. 煌斑岩侵入对煤层赋存规律的影响分析[J]. 煤炭科学技术,2006,34(5): 74-76.

[9] 刘继认,王启明,冯军. 安林煤矿瓦斯地质规律探讨[J]. 煤矿安全,2004,35(8): 43-44.

[10] 孙波,孟召明. 矿井煤层瓦斯含量分布规律分析方法[J]. 煤矿安全,2004,35(11): 24-26.

[11] 魏建平,龙威成,刘明举,等. 鹤壁八矿瓦斯赋存规律及其主要控制因素分析[J]. 煤矿安全,2007,38(5): 61-63.

[12] 张振文,高永利,代凤红,等. 影响晓南矿未开采煤层瓦斯赋存的地质因素[J]. 煤炭学报,2007,32(9): 950-954.

(上接第19页)

5 结 论

1) 以高强锚杆为基础的架锚注联合支护合理参数设计可以再造失稳巷道的围岩承载结构,62110回风巷通过适当超前加强支护,满足了工作面回采期间的生产和安全要求。

2) 62110回风巷留巷段顶板剧烈活动范围为工作面后方30~55 m,此范围应该加强支护。此结果可为该矿同类工作面沿空留巷提供参考依据。

3) 巷道围岩的变形规律表明,62110回风巷小煤柱侧表面位移大于实体侧和充填体侧,说明充填体起到了重要作用,同时要加强小煤柱侧的合理支护。

4) 62110回风巷留巷段顶板剧烈活动范围内,出现充填墙体移近速度大于煤柱侧的现象,说明有必要对留巷段顶板剧烈活动范围内的顶板活动以及围岩变形规律作进一步的分析和研究。

参考文献:

[1] 华心祝. 我国沿空留巷支护技术发展现状及改进建议[J]. 煤炭科学技术,2006,34(12): 78-81.

[2] 陈炎光,陆士良,徐永圻. 中国煤矿巷道围岩控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社,1994: 2-5.

[3] 蔡美峰,何满潮,刘东燕. 岩石力学与工程[M]. 北京: 科学出版社,2002: 9-11.

[4] 王其胜,李夕兵,姚金蕊. 深井软岩巷道破坏原因及矿压显现规律[J]. 中国矿业,2007,16(11): 72-78.

[5] 侯朝炯,李学华. 综放沿空掘巷围岩大、小结构的稳定性原理[J]. 煤炭学报,2001,26(1): 1-7.

[6] 张农,高明仕,许兴亮. 煤巷预拉力支护体系及其工程应用[J]. 矿山压力与顶板管理,2002,19(4): 1-4.

[7] 方新秋,何杰,何加省. 深部高应力软岩动压巷道加固技术研究[J]. 岩土力学,2009,30(6): 1693-1698.

[8] 冯志强,康红普,杨景贺. 裂隙岩体注浆技术探讨[J]. 煤炭科学技术,2005,33(4): 63-66.

[9] 张农,高明仕. 煤巷高强预应力锚杆支护技术与应用[J]. 中国矿业大学学报,2004,33(5): 524-527.

[10] 李连华,张文哲. 承压区采场巷道支护理论与技术原则[J]. 山东科技大学学报,2001,20(1): 64-67.