

综放工作面开切眼掘进及其围岩稳定性控制技术

刘明杰¹, 瞿群迪², 朱守颂², 鞠明和², 王琦²

(1. 中煤集团山西华昱能源有限公司, 山西 朔州 036900; 2. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221008)

摘要: 为解决综放工作面开切眼掘进过程中围岩控制难度大的问题, 利用 FLAC^{3D} 软件对开切眼一次掘进(导洞)、二次掘进(扩宽)过程中围岩扰动情况进行数值模拟, 对比分析其位移和应力特征。结果表明: 一次掘进时巷道变形量不大, 但随着二次掘进宽度的增加, 巷道变形量不断增大; 顶板变形量主要发生在二次掘进期间, 且受二次掘进宽度的影响较大, 二次掘进宽度越大, 顶板变形量越大。据此提出采用“宽导窄扩”的掘进方式, 该掘进方式对围岩的扰动破坏程度较低, 通过在西沙河煤矿 1901 综放工作面开切眼进行工业性试验表明, 顶底板最大移近量为 98 mm, 该掘进方式能有效控制开切眼围岩的变形破坏。

关键词: 综放工作面; 开切眼; 掘进方式; 高地应力; 围岩稳定性

中图分类号: TD 322 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-2336(2014)11-0008-03

Open - Off Cut Excavation of Fully - Mechanized Top Coal Caving Mining Face and Stability Control Technology of Surrounding Rock

LIU Ming - jie¹, Qu Qun - di², ZHU Shou - song², JU Ming - he², WANG Qi²

(1. Shanxi Huayu Energy Company Limited, China National Coal Group, Shuozhou 036900, China;

2. School of Mining Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221008, China)

Abstract: In order to solve a high difficult control problem of surrounding rock in an open - off cut driving process of a fully - mechanized top coal caving mining face, the FLAC^{3D} software was applied to a numerical simulation on disturbance conditions of surrounding rock in a primary driving (pilot gateway) and secondary driving (reaming) of the open - off cut and the displacement and stress features were compared and analyzed. The results showed that the deformation value of the gateway in the primary driving was not high and with the width of the secondary driving increased, the deformation value of the gateway would be continuously increased. The deformation value of the roof would be occurred mainly during the secondary driving period. With a high influence of the secondary driving width, a larger width of the secondary driving would have more deformation of the roof. Therefore, a wide pilot and narrow reaming driving method was provided and the driving method would have a min disturbance and failure to the surrounding rock. An industrial trial was conducted in an open - off cut of No. 1901 fully - mechanized top coal caving mining face in Xishahe Mine and the trial showed that the max convergence between the roof and floor was 98 mm and the driving method could effectively control the deformation and failure of the open - off cut surrounding rock.

Key words: fully - mechanized top coal caving mining face; open - off cut; driving method; high geostress; surrounding rock stability

0 引 言

近年来, 回采工作面引进大型化综采设备导致开切眼跨度增大, 大跨度巷道围岩变形特点与应力分布特征的复杂性给煤巷支护增加了难度, 制约了巷道锚杆支护技术的应用, 传统的支护手段难以保

证围岩稳定^[1-3], 而开切眼在一次掘进、多次掘进等不同掘进方式下围岩应力分布规律、变形特征均有差异, 同时对巷道围岩造成不同程度的扰动破坏^[4-5], 对支护手段、支护依据的选择提出了越来越高的要求。煤矿大断面采准巷道支护, 采用锚杆和锚索支护是实现高效快速掘进的最重要、最有效的

收稿日期: 2014-06-11; 责任编辑: 杨正凯 DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2014.11.003

作者简介: 刘明杰(1971—), 男, 江苏徐州人, 高级工程师, 现任中煤集团山西华昱能源有限公司安监局局长。

引用格式: 刘明杰, 瞿群迪, 朱守颂, 等. 综放工作面开切眼掘进及其围岩稳定性控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2014, 42(11): 8-10, 128.

LIU Ming - jie, Qu Qun - di, ZHU Shou - song, et al. Open - Off Cut Excavation of Fully - Mechanized Top Coal Caving Mining Face and Stability Control Technology of Surrounding Rock[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(11): 8-10, 128.

支护手段,现有大跨度开切眼研究多集中于支护方式及变形破坏特征的研究^[6-10],采用高预应力、高强度支护对大跨度开切眼能起到一定的支护效果,改善了全煤大断面开切眼传统的钢棚支护方式,解决了综放工作面设备安装难度大的问题,也为国内放顶煤辅助运输采用无轨胶轮车的矿井解决了部分支护难题,但综放工作面开切眼变形破坏特征受到多种因素的影响,且井下条件复杂多变,围岩稳定性控制技术方面尚未进行深入细致的研究,尤其是在开切眼合理掘进方式的选取方面进行的研究较少,前人研究主要集中在中导硐超前掘进一次成巷与断面分区二次成巷2种掘进方式,也提出了一种适合大断面开切眼掘进的中导硐超前掘进一次成巷技术^[4,11-15]。但综放工作面开切眼跨度增大对巷道锚杆支护提出更高要求,合理的开切眼掘进方式可减小大跨度巷道对围岩的扰动破坏。基于此,笔者着重对综放工作面开切眼掘进方式及其稳定性进行研究分析,以期类似条件矿井提供理论依据。

1 综放工作面开切眼掘进

不同的开切眼掘进方式对围岩产生不同程度的扰动,掘进及支护方式的合理选择可减小大跨度巷道对围岩的扰动破坏,从而使其保持稳定。当开切眼跨度保持不变时,通过选择合理掘进方式减小掘进对围岩的扰动破坏,进而提高开切眼围岩的整体承载能力。

1.1 掘进工艺选择

利用FLAC^{3D}软件,以开切眼断面8.2 m×3.0 m,煤厚14 m,沿煤层底板掘进为例,模拟开切眼分别采用一次成巷、二次成巷方式下的扰动程度。模型各岩层物理力学参数见表1。

表1 巷道围岩各岩层物理力学参数

岩层	厚度/ m	体积模 量/MPa	剪切模 量/MPa	密度/ (kg·m ⁻³)	内摩擦 角/(°)	黏聚力/ MPa	抗拉强 度/MPa
粉砂岩	24	8 000	1 400	2 450	46	7.0	7
细砂岩	15	9 000	1 530	2 520	43	7.0	8
泥岩	4	2 800	1 200	2 410	44	4.0	3
煤	14	1 600	600	1 370	27	3.8	2
泥岩	8	2 800	1 200	2 410	44	4.0	3
细砂岩	16	9 000	1 530	2 520	43	7.0	8

为保证模拟结果的准确性,并考虑到计算机的运算速度,模拟范围为长×宽×高为80 m×48 m×

80 m。模型所用岩体力学参数以西沙河煤矿提供的地质资料及力学测试结果为基准,模拟4种方案进行试验,方案1:一次掘进8.2 m;方案2:一次掘进(导硐)5.7 m,二次掘进(扩宽)2.5 m;方案3:导硐4.1 m,扩宽4.1 m;方案4:导硐2.5 m,扩宽5.7 m。

1.2 试验结果分析

利用FLAC^{3D}对4种方案巷道的位移、应力分布规律进行模拟,研究不同掘进方式下开切眼围岩的变形破坏特征。模拟主要针对不同的掘进跨度对巷道围岩的扰动影响,巷道高度3.0 m,开切眼宽度8.2 m,对巷道掘进后均采用相同的锚杆支护参数:顶板锚杆 $\phi 20$ mm×2 500 mm,两帮锚杆 $\phi 20$ mm×2 500 mm,间排距均为800 mm×800 mm,角锚杆倾斜15°。

1) 位移分布规律。FLAC^{3D}对4种方案模拟得出的位移分布规律如图1所示。由图1可知:①综放工作面开切眼围岩变形主要变形为顶板下沉,对顶板破坏程度大,不同的掘进方式对底板影响程度小,对两帮影响程度不同,但差别不大。②导硐侧帮部位移相差不大,但扩宽帮水平位移随扩宽跨度的增加而增大;顶板位移主要发生在扩宽时期,且受扩宽跨度的影响严重,跨度越大,对顶板的影响程度越大。因此在开切眼施工时,应选择较小的扩宽跨度,即采用“宽导窄扩”的施工方式。

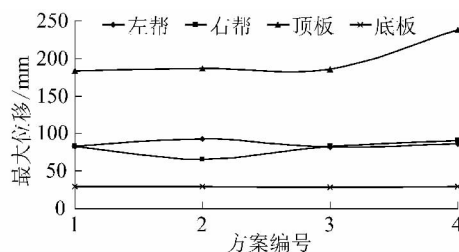


图1 不同方案围岩位移曲线

2) 应力分布规律。水平应力和垂直应力分布分别如图2和图3所示。由图2和图3可知:①二次成巷时,随着扩宽跨度的增加,底板应力集中程度逐渐增大;不同的掘进跨度对顶板的扰动破坏程度及位置不同,对开切眼底板的影响不明显。②从图2可以看出,水平应力云图方案2、3底板应力集中程度最小,且差别不明显,方案4应力集中程度最大。③从图3可以看出,方案2中两帮的垂直应力最小;对方案2—4采用二次成巷时,垂直应力最大值随着开切眼扩宽跨度的增加而增加,巷道两帮应力集中区域范围也呈增加趋势;方案1和方案2差

别不明显。④从图 2 和图 3 可知出,二次掘进施工时,底板及帮部的应力集中范围随着扩宽跨度的增加而增大。综上所述,方案 2 对围岩扰动破坏程度

最小,采取二次成巷时并选取较小的扩宽跨度对围岩的扰动破坏程度最低,因此开切眼施工时,宜选取“宽导窄扩”的施工方式,即选取方案 2。

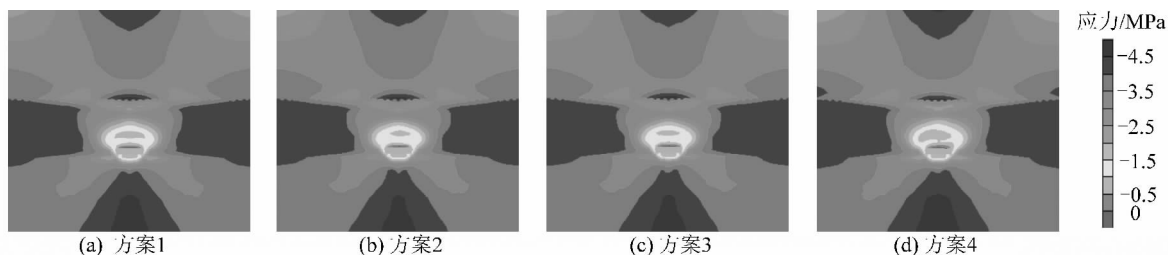


图 2 水平应力分布

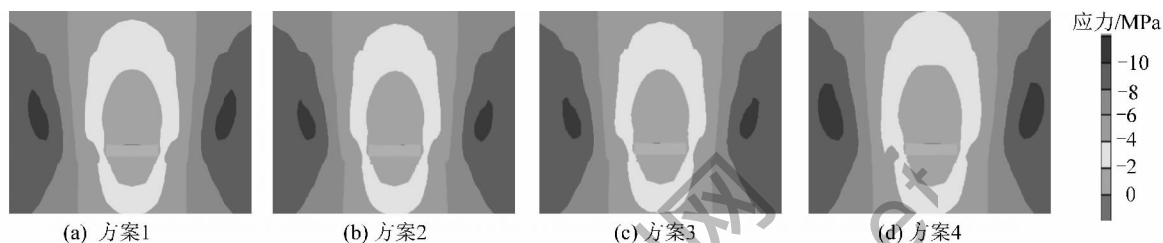


图 3 垂直应力分布

2 综放工作面开切眼围岩控制技术及其效果

针对 1901 工作面开切眼围岩状况及变形特点,采用高性能锚杆索网支护方式。顶板采用锚杆索联合支护(锚杆 $\phi 20 \text{ mm} \times 2\,500 \text{ mm}$,锚索 $\phi 17.8 \text{ mm} \times 8\,000 \text{ mm}$),帮部高性能锚杆支护;结合 W 型钢带护顶,钢筋梯子梁护帮;顶板和帮部均采用钢筋网紧贴顶煤(煤帮)护顶(护帮)。开切眼扩宽后的锚杆支护技术方案如图 4 所示。

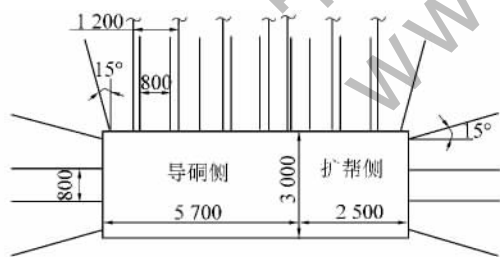


图 4 扩宽侧支护方案

巷道表面变形测站布置在距回风巷开口位置约 43.0 m 处,两测站的距离为 3.3 m,进行 38 d 的观测。顶底板相对移近量曲线如图 5 所示。由图 5 可知:①经观测,1 号测站顶底板累计移近量为 98 mm,2 号测站顶底板累计移近量为 90 mm,两测站观测结果相差不大。②导硐期间围岩变形速度大,顶底板移近量增幅较大,约 5 d 后,围岩变形趋缓,顶底板移近量增幅小;扩帮期间,顶底板变形速度有所增加。③采用高预紧力锚索梁网支护系统,对围

岩施加较大围压,有效控制开切眼围岩的初期变形,抑制煤体裂隙发育及扩容破坏发育。

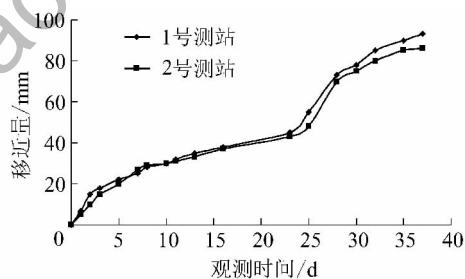


图 5 顶底板移近量

3 结 论

1) 扩宽对巷道围岩稳定性影响严重,尤其对开切眼顶角处,扩宽跨度越大,破坏越严重,扩宽对导硐侧帮部围岩影响较小。

2) 综放工作面开切眼围岩变形主要表现在顶板下沉,对顶板破坏程度大,不同的掘进方式对底板影响程度小,对两帮影响程度不同,但差别不大。

3) 开切眼施工宜采用“宽导窄扩”的施工方式,即选择扩宽跨度小于导硐(或已施工)跨度,此时对巷道围岩的扰动破坏程度较小。

参考文献:

- [1] 康红普,王金华. 煤巷锚杆支护理论与成套技术[M]. 北京:煤炭工业出版社,2007.

(下转第 128 页)

- [11] 杨建平, 陈卫忠, 郑希红. 含软弱夹层深部软岩巷道稳定性研究[J]. 岩土力学, 2008, 29(10): 2864-2870.
- [12] 伍国军, 陈卫忠, 杨建平, 等. 基于软弱夹层损伤破坏模型的软岩巷道支护优化研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(S1): 4129-4135.
- [13] 张迎贵, 涂敏. 软弱夹层层位对巷道围岩稳定性的影响[J]. 煤矿安全, 2014, 45(5): 216-221.
- [14] 郭富利, 张顶立, 苏洁, 等. 软弱夹层引起围岩系统强度变化的试验研究[J]. 岩土工程学报, 2009, 31(5): 720-726.
- [15] 张顶立, 王悦汉, 曲天智. 夹层对层状岩体稳定性的影响研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2000, 19(2): 140-144.
- [16] 张顶立, 王悦汉. 含夹研顶煤破碎特点分析[J]. 中国矿业大学学报, 2000, 29(2): 160-163.
- [17] 刘立平, 杨实君, 李英民. 软夹层参数对边坡动力特性的影响分析[J]. 重庆大学学报: 自然科学版, 2007, 30(5): 31-35.
- [18] 马矿生. 大采高综采工作面初采强制放顶方案优化设计与施工[J]. 煤矿开采, 2013, 18(3): 97-99.
- [19] 黄庆享, 刘玉卫. 巷道围岩支护的极限自稳平衡拱理论[J]. 采矿与安全工程学报, 2014, 31(3): 354-358.
- [20] 黄庆享. 构造破碎带大巷复修的支护理论与实践[J]. 煤炭科学技术, 2008, 36(6): 15-18.

(上接第 20 页)

的压缩变形, 表明已趋于变形稳定的采空区内非饱水松散岩体饱和和充水后仍会有迅速而明显的压缩变形, 造成采空区地表的二次变形。

致谢: 本文为淮北矿业(集团)有限责任公司 2012 年科研计划项目部分成果。衷心感谢杨庄矿地测科及相关工作人员对本文给予的大力支持。

参考文献:

- [1] 王文, 宣以琼, 杨本水. 煤研石回填采煤沉陷区的工程应用[J]. 工程与建设, 2012, 26(2): 156-158.
- [2] 仝炳炎, 卫建军, 袁广林, 等. 煤研石地基承载力与变形的试验研究[J]. 西安科技大学学报, 2009, 29(6): 718-721.
- [3] 题正义, 秦洪岩, 李树兴. 研石充填的压实特性试验分析[J]. 水资源与水工程学报, 2012, 23(4): 129-131.
- [4] 周保精, 徐金海, 梁国栋, 等. 倾斜煤层冒落研石自然充填沿空留巷技术[J]. 煤炭科学技术, 2010, 38(11): 62-66.
- [5] 沈照理, 王焰新. 水-岩相互作用研究的回顾与展望[J]. 地球科学-中国地质大学学报, 2002, 27(2): 127-133.
- [6] 李根, 唐春安, 李连崇. 水岩耦合变形破坏过程及机理研究进展[J]. 力学进展, 2012, 42(5): 593-618.
- [7] 汤连生, 张鹏程, 王思敬. 水-岩化学作用的岩石宏观力学效应的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21(4): 526-531.
- [8] 李刚. 水岩耦合作用下软岩巷道变形机理及其控制研究[D]. 阜新: 辽宁工程技术大学, 2009: 26-60.
- [9] 许兴亮, 张农. 富水条件下软岩巷道变形特征与过程控制研究[J]. 中国矿业大学学报, 2007, 36(3): 298-302.
- [10] 孙超, 薄景山, 刘红帅, 等. 采空区地表沉降影响因素研究[J]. 吉林大学学报: 地球科学版, 2009, 39(3): 498-502.
- [11] 马占国, 郭广礼, 陈荣华, 等. 饱和破碎岩石压实变形特性的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(7): 1139-1144.
- [12] GB/T 23561.5-2009 煤和岩石物理力学性质测定方法[S].
- [13] 刘佑荣, 唐辉明. 岩体力学[M]. 北京: 化学工业出版社, 2008: 34-38.

(上接第 10 页)

- [2] Li Xue-hua. Deformation Mechanism of Surrounding Rock and Key Control Technology for Roadway Driven Along Engineering Goaf in fully-mechanized Top Coal Caving Face[J]. Journal of Coal Science & Engineering, 2003, 9(1): 28-32.
- [3] 张玉国, 谢康和, 何富连, 等. 锚网索支护软煤综放工作面开切眼围岩稳定性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(19): 3298-3304.
- [4] 刘伟, 惠兴田, 马金龙. 大断面开切眼中导硐超前掘进一次成巷技术[J]. 煤炭科学技术, 2012, 40(9): 16-19.
- [5] 赵兴东, 岳西峰, 唐春安, 等. 开切眼围岩破坏规律研究[J]. 辽宁工程技术大学学报: 自然科学版, 2005, 24(3): 357-359.
- [6] 安伯义. 深井厚煤层综放大幅度开切眼快速施工及支护技术[J]. 煤炭科学技术, 2012, 40(6): 12-14.
- [7] 邢龙龙. 大跨度开切眼巷道锚杆(索)支护技术研究[D]. 西安: 西安科技大学, 2008.
- [8] 贾德义, 李新元. 中硬特厚煤层综放开切眼锚网支护技术[J]. 煤炭科学技术, 2000, 28(12): 8-10.
- [10] 阎甲广, 张农, 李桂臣, 等. 深井大跨度开切眼施工方式研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2009, 26(2): 163-167.
- [10] 尹达君. 富水破碎顶板大断面开切眼围岩控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2013, 41(5): 35-38.
- [11] 吴添泉. 大跨度开切眼锚网锚索支护研究[J]. 岩土力学, 2004, 25(9): 141-143.
- [12] 王金华. 全煤巷道锚杆锚索联合支护机理与效果分析[J]. 煤炭学报, 2012, 37(1): 1-7.
- [13] 魏世义. 深井破碎顶板大断面开切眼支护参数优化研究[J]. 煤炭科学技术, 2013, 41(4): 28-31.
- [14] 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.
- [15] 潘睿. 锚杆组合拱理论在煤巷中的应用[J]. 矿山压力与顶板管理, 2002, 19(2): 57-61.