

采矿与井巷工程

急倾厚煤层综放开采顶煤超前预裂爆破技术

来兴平^{1,2},胡开江³,郭秉超³,陈建强³,漆 涛³,周 强³,崔 峰^{1,2}

(1. 西安科技大学 能源学院,陕西 西安 710054; 2. 教育部西部矿井开采及灾害防治重点实验室,陕西 西安 710054;
3. 神华新疆能源有限责任公司,新疆 乌鲁木齐 830027)

摘要: 急倾厚煤层综放开采中顶煤充分软弱化才能有效放出,但充分实施超前预爆弱化顶煤工艺有潜在危险,为实现安全高效综放开采,确定合理预爆工艺参数,提高顶煤破碎度,基于现场煤层赋存环境与开采条件分析,采用数值模拟和钻孔窥视等方法,剖析了顶煤预裂爆破后顶煤应力分布规律与顶煤破碎程度。结果表明:爆破松动范围为1.2 m,爆破孔排距为4.5~5.0 m,节理裂隙网络分布与演化符合S形分布规律,煤层透气性得到提高,工作面矿压显现不剧烈,超前支承压力分布范围向工作面内移,应力集中区域范围明显减少,实现了安全开采。

关键词: 急倾厚煤层; 综放开采; 超前预裂; 爆破; 应力分布; 煤层透气性

中图分类号: TD 322 文献标志码: A 文章编号: 0253-2336(2010)09-0001-03

Advance Pre - Cracking Blasting Technology of Roof Coal for Fully Mechanized Top Coal Caving Mining in Steep Inclined Thick Seam

LAI Xing-ping^{1,2}, HU Kai-jiang³, GUO Bing-chao³, CHEN Jian-qiang³, QI Tao³, ZHOU Qiang³, CUI Feng^{1,2}

(1. School of Energy, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China;
2. Ministry of Education's Key Lab of Mining and Disaster Prevention and Control in Western Mine, Xi'an 710054, China;
3. Shenhua Xinjiang Energy Company Ltd., Urumqi 830027, China)

Abstract: In the fully mechanized top coal caving mining in the steep inclined thick seam, the top coal could be caved only when the top coal was fully weakened. But there would be dangers in potential when the top coal advance pre - blasting weakening technique conducted. In order to have a safety and high efficient fully mechanized top coal caving mining, to rationally set up the pre - blasting technique parameters to improve the breaking of the top coal, based on the analysis on the site seam deposit environment and mining conditions, the numerical simulation and the borehole peep were applied to analyze the top coal stress distribution law and the top coal breaking degree after the pre - cracking blasting of the top coal conducted. The results showed that the blasting releasing range was 1.2 m, the raw of the blasting boreholes was 4.5~5.0 m, the joint crack network distribution and evolution could meet the S type distribution law, the permeability of the seam was improved and the strata pressure behavior of the coal mining face would not be serious. The advance support pressure distribution range would be forward to the coal mining face and the stress concentration zone range was obviously reduced to have a safety mining operation.

Key words: steep inclined thick seam; fully mechanized top coal caving mining; advance pre - cracking; blasting; stress distribution; seam permeability

急倾特厚煤层综放开采顶煤超前预裂弱化是实现安全高效开采的前提之一^[1]。超前预爆弱化顶煤是急倾煤层综放开采中首要能解决安全生产的关键手段,因此,必须从工艺、装备、施工管理等,充分了解超前预爆弱化顶煤工艺中的潜在危险源,

是实现安全开采的前提。具体包括:顶煤普氏系数测试;顶煤松动范围、超前应力影响、爆破参数、设备配套;放顶距离与采空区煤层自然发火问题;超前预爆破之后的支护方式的确定;炮孔参数、封孔质量、最小抵抗线确定,起爆顺序、超前预裂爆破钻孔角度与长度、炮孔装药量爆破与架前冒顶的关系等^[2-6]。以碱沟煤矿+564 m水平B₃₊₆工作面为背景,基于地质与开采条件调查,数值模拟与现

基金项目:国家自然科学基金资助项目(10772144, 10402033);
陕西省重点实验室资助项目(09JS018)

场监测,优化确定超前预爆破弱化工艺及相关参数,确保了安全开采。

1 工作面概况

碱沟煤矿+564 m水平B₃₊₆工作面两巷沿煤层走向平行布置,其中心距45.0 m,段高18.0 m,采用综放开采工艺。煤层总厚50.0 m,平均倾角86.5°,瓦斯含量低,易自燃,煤尘具爆炸危险性。基本顶为炭质页岩和粉砂岩,厚度1.9 m,较硬、黑灰色、层状结构;直接顶为粉砂岩,厚度0.7 m,较硬、灰白色、层状、节理发育;伪顶为炭质页岩,厚度0.1 m,松软、节理发育、层状;直接底为炭质页岩,厚度0.55 m,层状、节理明显、

易脱落、质脆。其中,B₆煤厚13.40 m;B₅煤厚8.65 m;B₄煤厚22.40 m;B₃煤厚6.05 m,B₄—B₅煤层中有夹矸4层,厚0.15~0.20 m,平均厚0.16 m。

2 超前预裂爆破方案确定

通过三维数值计算表明:在超前预裂爆的应力波的动力作用下,致裂后的顶煤塑性区的分布规律如图1所示^[7],进风巷(左侧)、回风巷(右侧)上方存在较大范围的剪应力区域,回风巷上方剪应力区范围小于进风巷上方,超前预裂爆破实施后巷道上方煤体产生松动,进风巷一侧煤体受到的影响大于回风巷。

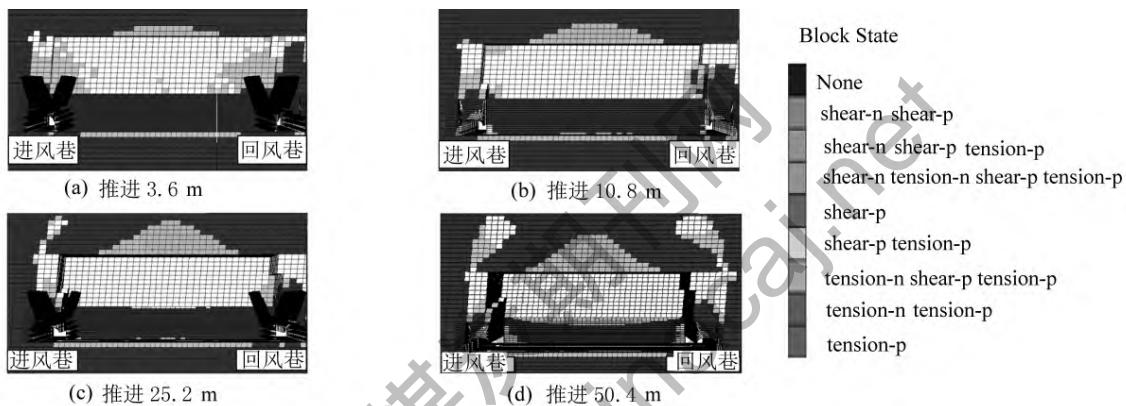


图1 不同推进尺度下应力特征

工作面上方顶煤存在较大范围的剪应力区,随推进距离增加,剪应力区域不断加大;上分层松散体中央形成明显拱形拉应力区,其宽度由16.0~20.0 m(图1a与图1b)增至21.0~22.0 m(图1c与图1d),高度由2.0~4.0到7.0~8.0 m。随工作面推进,拉应力区宽与高向纵深演化,顶煤变为松散体,失去支撑,上分层下沉。随开采推进,松散体垮落趋势加剧,左上角顶煤和其分界线形成剪应力区(图1a和图1b);继而形成“耳状”塑性区和剪应力的耦合效应(图1c),最终松散体两端形成对称的“耳状”塑性区(图1d)。

根据开采技术条件、危险源辨识与理论分析结果。由B₃巷向B₆巷垂直煤层走向布置φ100 mm单向扇形爆破孔,每组10个钻孔,实施超前预爆弱化顶煤工艺。选用乳胶基质炸药,炮眼间距为4.0 m,工作面护顶煤厚3.0 m,护巷煤柱宽为5.0 m,BCJ-5型装药机正向装药与黄泥封孔。

3 超前预裂爆破效果现场监测

3.1 监测点布局位置关系

采用光学钻孔窥视方法对顶煤裂隙发育程度与裂隙网络分布情况观测,辅以岩体松动圈测试装置,揭示顶煤(或岩层)破裂特征及规律^[7]。如图2所示,监测钻孔1—3号监测孔孔口均位于从刮板输送机底部向上3.5 m处顶煤中,距第54组炮眼(3眼、6眼、9眼)2.8 m,距已开采第53组炮眼(1眼、4眼、7眼、10眼)1.2 m,距第53组中间炮眼组(2眼、5眼、8眼)1.2 m。1号和3号监测孔深8.0 m,2号监测孔深9.0 m。其中,1号监测钻孔位于B₄煤层,距第53组中的1眼、4眼、7眼、10眼所成平面垂距1.2 m,且与4眼与钻孔5.0~6.0 m处相交;2号钻孔位于B₅煤层,距第53组中的1眼、4眼、7眼、10眼所成平面垂距1.2 m;3号钻孔位于B₆煤层,距

第53组中的1眼、4眼、7眼、10眼所成平面1.2 m, 与10眼在空间上于钻孔3.0~5.0 m处相交。

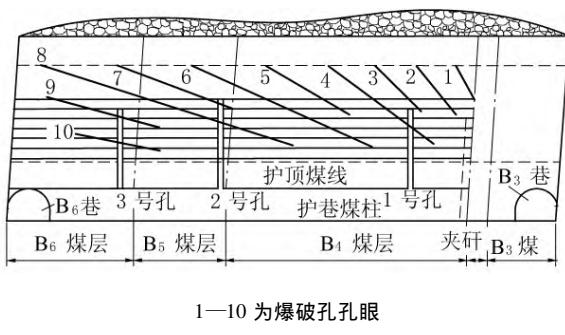


图2 超前预爆测试钻孔布置

3.2 监测结果分析

1) 1号监测钻孔位于B₄煤层(较软), 1号钻孔所处位置受到4眼爆破影响较大。0—1.0 m裂隙发育; 1.0—2.5 m纵向裂隙密布, 最长裂隙延伸至4.5 m处; 5.0—6.0 m处受爆破影响最大, 松散煤体向钻孔内自由面挤压而破碎; 支架上方5.0~6.0 m顶煤垮落在支架上, 顶煤下端受挤压, 上端开裂, 裂隙在深2.5 m左右发育(护顶煤柱3.0 m), 有引发冒顶可能。

2) 2号钻孔位于B₅煤层(较B₄煤层坚硬), 7号爆破眼在空间上与2号监测钻孔在7.0~9.0 m处相交受第53组7眼爆破的影响较大, 纵向裂隙主要在深1.0 m左右; 2.0—5.5 m钻孔内壁局部破碎; 6.0—7.0 m钻孔岩层基本完整; 7.0—9.0 m。受7号爆破孔影响, 以深8.0 m点为中心前后钻孔内壁有破碎层; 在5.0 m以下顶煤破碎; 5.0—7.0 m局部破碎。7.0—9.0 m破碎层降低顶煤块度, 有利于顶煤的放出。2.0—6.0 m每间隔1.0 m有非连续性破碎段。

3) 3号监测钻孔位于B₆煤层, 受第53组中的10眼爆破的影响较大。0—1.0 m有2个环形裂隙; 0—3.0 m均有破碎段, 表明开采后留设的护顶煤柱内裂隙发育, 所以护顶煤柱不应小于3.0 m。受10号爆破孔影响, 3.0—5.0 m有纵向裂隙。

通过S形曲线拟合(图3), 统计分析了各个钻孔裂隙随深度变化的定量规律(式(1)), 这为后期超前预裂爆破效果的评价提供了理论依据。

$$y = 0.70908 + \frac{6.26491}{1 + \exp \frac{x - 3.79457}{0.28630}} \quad (1)$$

式中: x为钻孔深度, m; y为裂隙数, 条。

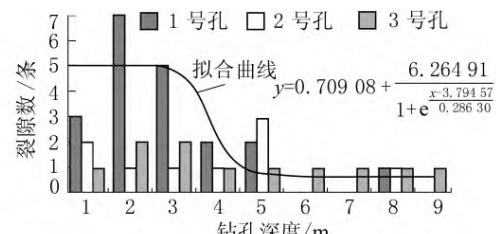


图3 裂隙数随钻孔深度变化的统计规律

现场应力监测表明: 从工作面煤壁开始, 在0—10.0 m, 支承压力显现不剧烈。在10.0—15.0 m, 支承压力0.2~1.0 MPa基本保持平稳。在16.0—22.5 m, 由于实施超前预爆破, 诱致支承压力突然升高, 峰值达到2.5 MPa, 进而陆续降低并保持稳定。工作面顶板载荷在预爆破前后变化不大。其中, 在0—8.0 m, 顶板载荷逐渐上升, 峰值达到2.5 MPa。采用端头支架, 控制了巷道冒顶。在8.0—13.0 m, 由于工作面实施爆破, 受爆破波动应力影响, 顶板载荷骤然上升, 峰值达到3.5 MPa, 随之陆续下降并保持稳定波动。

4 现场开采效果

急倾厚煤层水平分段综放开采过程中, 工作面矿压显现不剧烈, 峰值明显降低, 超前支承压力分布范围向工作面内移, 应力集中区域范围明显减少。因此, 这对现场工程化施工提供了科学依据。现场回采结果表明: 爆破孔间距4.0 m时工作面产量得到提高, 平均日产量3 941.9 t, 支架上方留设4.0 m顶煤能较好控制冒顶与片帮; 工作面17—18号支架前煤壁节理发育, 煤体破碎, 但未发生冒顶, 架后煤体自然垮落; 爆破孔排距确定为4.0 m、超前预爆范围10.0~35.0 m、超前支护距离在0~45.0 m符合现场工程实际。此外, 采用超前预裂爆破压裂顶煤技术后, 煤层透气性提高30%以上, 抽出率达30%以上, 同等条件下较单独抽放时间缩短40%, 大幅减少瓦斯突出概率, 促进矿压强度的缓解, 避免了冲击性破坏。

5 结论

1) 急倾厚煤层综放开采的短工作面, 实施超前预裂爆破后, 煤层存在较大范围的剪应力区, 上分层松散及两巷的拱顶中央存在拉应力区, 形成一
(下转第9页)

由图8和图9可知: 顶底收敛量不超过250 mm, 两帮收敛量不超过200 mm; 巷道支护0~15 d, 锚杆端锚力迅速增加, 然后基本稳定在2~3 MP。表明设计的支护方案是合理的, 可以有效控制巷道围岩的变形和改善巷道围岩的受力状态。

4 结 论

1) 通过现场地质调查、巷道围岩物理力学性质测试、三维数值模拟研究等手段分析得出了急倾斜三软多次采动巷道的变形破坏机理, 在此基础上针对具体巷道工程, 根据现场实测围岩松动圈厚度设计了支护参数并进行了实施与矿压监测, 发现急倾斜三软煤层多次采动巷道表现出围岩变形量大、变形不对称等矿压显现特点, 普通的刚性支护难以解决该类巷道的支护问题。

2) 采动高应力的多次作用、巷道围岩岩性差以及岩层倾角大等是急倾斜三软煤层多次采动巷道产生严重变形破坏的主要原因。

3) 应采用以“锚梁网+锚索”为主体的支护形式对巷道实施关键部位加强支护与动态叠加支护, 才能确保巷道的稳定。

4) 工业性试验表明, 采用以“锚梁网+锚索”为主体的支护方式, 可有效解决急倾斜三软煤层多次采动巷道的支护问题, 保证生产的正常进行。

(上接第3页)

个拱形拉应力区, 其高度随开采推进而不断增加。理论计算与分析表明: 超前预裂爆破后, 顶煤中产生大量的剪应力区, 上分层松散体两端形成左右对称的“耳状”塑性区。

2) 监测结果表明: 工作面矿压显现不剧烈, 峰值明显降低, 超前支承压力分布范围向工作面内移, 应力集中区域范围明显减少。工作面护顶煤柱不应小于3.0 m, 爆破松动范围至少1.2 m, 爆孔排距离为4.5~5.0 m符合工程实际, 并实现了安全开采。为避免管道效应, 建议加强爆破工艺及其配套技术研究。

参考文献:

- [1] 陈忠辉, 谢和平, 林忠明. 综放开采顶煤冒放性的损伤力学分析 [J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21 (8): 1136~1140.

参考文献:

- [1] 鞠文君, 李文洲. 急倾斜特厚煤层水平分段开采老顶断裂力学模型 [J]. 煤炭学报, 2008, 33 (6): 606~608.
- [2] 石平五, 高召宁. 急斜特厚煤层开采围岩与覆盖层破坏规律 [J]. 煤炭学报, 2003, 28 (1): 13~16.
- [3] 王芝银, 李云鹏, 张恩强. 急斜煤层巷道稳定性数值模拟 [J]. 岩石力学与工程学报, 2000, 19 (6): 718~721.
- [4] 黄庆享, 董伯林, 陈国红, 等. 急倾斜软煤巷道破坏机理及锚网支护设计 [J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23 (3): 333~336.
- [5] 常聚才, 谢广祥, 罗勇, 等. 急倾斜煤层全煤巷道锚网索支护参数设计 [J]. 煤炭科学技术, 2006, 35 (1): 46~48.
- [6] 查文华, 谢广祥, 罗勇. 急倾斜煤层锚网索巷道围岩活动规律研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23 (1): 99~102.
- [7] 张宏伟, 张文军, 王新华. 急倾斜厚煤层顶板运动规律与柔性掩护支架受力分析 [J]. 辽宁工程技术大学学报: 自然科学版, 2005, 24 (1): 57~59.
- [8] 靖洪文, 李元海, 赵保太, 等. 软岩巷道支护理论与技术 [M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2008.
- [9] 何满潮, 景海河, 孙晓明. 软岩工程力学 [M]. 北京: 科学出版社, 2002.

作者简介: 李凯歌(1964-), 男, 河南平顶山人, 工程师, 长期从事煤矿安全方面的研究工作。Tel: 13837110108, E-mail: likaigemcq@sina.com

收稿日期: 2010-04-15; 责任编辑: 曾康生

- [2] 靳钟铭, 魏锦平, 闫志义, 等. “两硬”综放面煤岩冒放规律及控制研究 [J]. 太原理工大学学报, 1999, 30 (3): 221~224.
- [3] 魏锦平, 李胜利, 靳钟铭. 综放采场顶煤压裂机理的实验研究 [J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21 (8): 1178~1182.
- [4] 索永录. 综采工作面预处理坚硬煤体研究试验 [J]. 西安科技大学学报, 2000, 20 (1): 18~24.
- [5] 康天合, 张建平, 白世伟. 综放开采预注水弱化顶煤的理论研究及其工程应用 [J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23 (15): 2615~2617.
- [6] 张子飞, 来兴平. 复杂条件下急斜厚煤层高阶段综放开采超前预爆破 [J]. 煤炭学报, 2008, 33 (8): 845~848.
- [7] 西安科技大学, 神华新疆能源公司. 碱沟煤矿急倾斜煤层综放开采顶煤超前预爆弱化技术 [R]. 西安: 西安科技大学, 2010.

作者简介: 来兴平(1971-), 男, 宁夏平罗人, 教授, 博士生导师, 博士, 主要从事矿山岩体力学与采空区动力灾害防治技术研究。Tel: 13186187301

收稿日期: 2010-04-15; 责任编辑: 曾康生