

坚硬煤层综放开采顶煤预爆破弱化工艺实践

周建国, 巩文胜, 柴爱芳

(大同煤矿集团公司忻州窑矿, 山西 大同 037021)

[摘要] 大同忻州窑矿在硬度系数 $3\sim 4.5$ 的坚硬煤层中, 采用顶煤预爆破弱化技术成功地实施了综放开采。文章详细介绍了工作面巷道布置、顶煤预爆破弱化工艺参数、机理分析、施工工艺以及生产效果。

[关键词] 坚硬煤层; 综放开采; 顶煤预爆破弱化

[中图分类号] TD823.97; TD823.4⁺⁹ **[文献标识码]** A **[文章编号]** 1006-6225 (2001) 02-0021-03

一般认为, 放顶煤技术适应于 $f \leq 2$ 的煤层; 对于 $f = 2 \sim 3$ 的煤层采取一定措施后, 也可采用; 对于 $f \geq 3$ 的煤层则不宜采用。但是在实际中 $f = 3 \sim 4.5$ 的煤层采取一定措施仍能获得成功, 大同忻州窑矿8911工作面采用放顶煤技术开采的成功就是一个实例, 其主要措施是煤体预爆破弱化。

1 8911工作面基本条件

1.1 地质条件

8911工作面所采侏罗纪11~12[#]合并层, 煤厚6~9.6m, 煤质坚硬 $f = 3 \sim 4.5$ 。煤层的伪顶为粉砂岩, 层厚0.1~0.3m, 易冒落; 直接顶为细砂岩、粉砂岩, 层厚1~2m, 单轴抗压强度88.2~156.8MPa; 老顶为中粗砂岩, 层厚16~30m, 单轴抗压强度108.7MPa, 整体性较强, 不易冒落。底板为粉细砂岩, 单轴抗压强度73.7~145.2MPa。

工作面有两条断层, 一条正断层, 一条逆断层, 落差0.86~1.4m, 断层附近顶板破碎, 煤层节理较发育。

1.2 生产技术条件

工作面沿伪倾向布置4条巷道, 其中沿煤层底板布置2条顺槽, 沿煤层顶板布置2条工艺巷道, 如图1。工作面长度150m, 可采走向长度522m, 采高3.1m, 顶煤厚度4.1m, 采放比1:1.28。

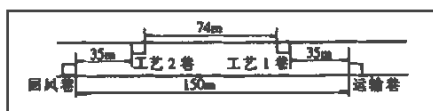


图1 8911工作面巷道布置示意

工作面采用ZFS6000/22/35型支撑掩护式放顶煤支架, MXA-600/3.5型采煤机, SGZ-764/400型前部刮板输送机, SGZ-764/630型后部刮板输送机, WRB-200/31.5型乳化液泵。

2 生产工艺

2.1 割煤工艺

与普通综采工艺相同, 即: 端头斜切进刀→割煤。机采高度3.1m, 截深0.5m。

2.2 移支架工艺

操作程序为: 降前探梁→收前伸梁→降主顶梁→移支架→升主顶梁→伸前伸梁→升前探梁。

2.3 推拉刮板输送机工艺

(1) 推前部刮板输送机 滞后机组后滚筒15m进行, 跟机分段推入, 弯曲段长度大于15m。

(2) 拉后部刮板输送机 拉后部刮板输送机在循环放顶煤工作完成后进行, 其要求和顺序与前部输送机相同。

2.4 放顶煤工艺

按照放顶煤理论分析, 合理的放煤步距应大于放煤口的水平投影长度, 同时还应是采煤机割煤步距(移架步距)的整数倍。按照经验公式:

$$d = (0.15 \sim 0.21) h$$

式中, d 为放煤步距; h 为放煤高度4.1m。

确定合理的放煤步距应为 $d = 0.615 \sim 0.861$ m。

在生产过程中对不同放煤步距、不同放煤方式进行了对比, 确定采取“双轮两组一采一放”的放煤工艺。即工作面割一刀放一次, 在工作面内分2段, 每段2人相邻顺序放煤。放煤时靠近输送机头部的一组放煤工, 适当控制放煤量, 防止输送机上

的煤量过多而溢出。当有大块卡在放煤口时,则2人相互配合,反复动作支架放煤回转梁使大块煤挤碎放出。放煤严格执行“见矸关窗”的原则。

3 顶煤预爆破弱化技术

3.1 顶煤预爆破弱化工艺及参数

3.1.1 预爆破炮孔布置

在2条工艺巷分别向煤体两侧施工深孔,炮孔采用“三花”布置形式,如图2。

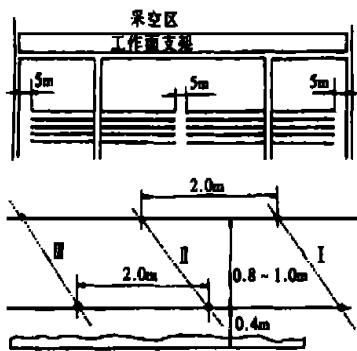


图2 炮孔布置

3.1.2 预爆破参数的确定

(1) 炮孔间距 根据大煤样实验和理论计算,在装药不偶合系数 $K=1.2$, 炮孔直径 60mm 情况下,爆破后裂隙区半径 $1.8\sim 2.2\text{m}$ 。炮孔间距 a 应小于两个邻炮孔产生的裂隙区半径之和,由于爆破后炮孔之间引起应力集中,有利于顶煤破裂,所以炮孔排距 b 一般应小于炮孔间距 a 。炮孔排间距可按下式估算:

$$b = ma$$

式中, b 为炮孔距离(排距); a 为炮孔水平距离(间距), $a = (70\sim 90)r_b$; m 为 $0.4\sim 0.6$; r_b 为炮孔半径。

(2) 孔径 受现场条件和施工钻具的限制,采用 60mm 孔径。

(3) 孔深 炮孔深度与沿工作面爆破范围及工艺巷的距离有关,为保证2条顺槽巷不致因预爆破而受到破坏,在炮孔底与顺槽巷之间留有足够的安全带。两工艺巷之间的炮孔底安全带为 5m , 因此确定炮孔深度为 30m , 34m 。

(4) 装药不偶合系数 不偶合系数较大时,爆破后裂隙区煤体产生的裂隙宽度和长度较大,但过分增大不偶合系数,则裂隙区半径反而减小。

根据大煤样实验结果和现场爆破效果分析,不

偶合系数 $K=1.15\sim 1.25$ 比较合理。由此确定药卷直径为 50mm 。

(5) 合理线装药密度 通过现场试验及大煤样实验结果,线装药密度取 $1.5\sim 2\text{kg/m}$ 比较合理。

(6) 封孔长度的确定 柱状药包爆炸时,煤体抗爆能力随炮孔深度增加而增加,而炸药爆煤能力与封孔长度和煤体抗爆能力有关。如果封孔长度较短,即使堵塞密实不发生“放枪”现象,但因煤体抗爆能力减小,在爆炸时也会产生抛掷漏斗影响爆破效果;如果封孔长度过长,超过临界长度,使破煤能力小于抗爆能力,爆炸时封孔段煤体不能形成裂隙同样影响爆破效果。因此,合理的封孔长度,既要保证封孔段煤体松动破裂,同时又不能产生抛掷漏斗。由实验分析和理论估算,深孔爆破时封孔长度应为孔深的 $25\%\sim 40\%$,实际封孔长度确定为 8m 。

(7) 预爆破超前工作面煤壁的距离 根据对“三花”布孔不同夹制压力情况下的爆破实验及分形统计结果,夹制压力大,块度、块数及表面裂隙分维均较小,爆破效果较差。为此,顶煤爆破的起爆位置要在支承压力的峰值区(位于煤壁前方 $5\sim 7\text{m}$ 处)以外,为了充分利用矿山压力对顶煤进行二次破碎,故将顶煤预爆破超前工作面煤壁的距离确定为 20m 。

(8) 一次最大起爆炸药量 通过爆破震动测试及空气冲击波超压计算,按给定的质点允许振动速度 200mm/s 计算,确定一次最大起爆炸药量为 750kg 。

3.2 预爆破弱化顶煤机理分析

3.2.1 顶煤内部爆破破裂的作用原理

药包在无限介质中爆炸后,随着冲击波传播范围的扩大而单位面积上的能流密度降低,冲击波减弱为压缩应力波,使岩体遭到强烈的径向压缩,导致作用区域内煤体产生径向扩张和切向拉伸,当拉伸应变大于煤体抗拉强度时,煤体内产生了径向裂隙;同时,爆生气体作用在煤体形成一个准静态应力场,气体膨胀楔入裂隙,引起裂隙进一步扩张,压缩波通过裂隙区时,煤体储存一部分变形能量,压缩波过后,这部分能量释放并产生与压缩波作用方向相反的向心拉伸应力,煤体质点产生反向位移,这时拉伸应变产生周向裂隙与径向裂隙相互交错,最终形成煤体爆破裂隙区。

3.2.2 挤压爆破的作用原理

如图3, 挤压爆破的破碎是由后排炮孔炸药的爆破作用挤压先爆破破碎区形成的, 后排炮孔爆破破裂的煤块与先爆破破碎区的煤块相互挤压、碰撞, 使先爆炮孔的爆破破碎区内裂隙进一步扩展。

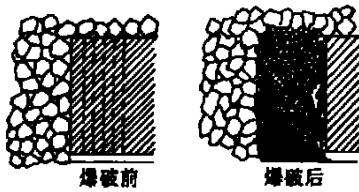


图3 挤压爆破作用原理

3.3 施工工艺

(1) 钻孔 采用3.0kW岩石电钻打孔, 钻杆直径34mm, 钻头直径58mm, 成孔直径60mm, 钻孔超前工作面煤壁50~60m。

(2) 装药 选用3号抗水煤矿铵梯炸药, 药卷直径50mm。装药前清除炮孔内煤粉, 然后用木质接力棒送入药卷, 导爆索捆扎在第1个药卷上。

(3) 封孔 封孔材料选用较潮湿的黄土和砂子, 并装入专用纸袋, 每次送入1~2袋, 捣实后继续装填, 当封到距孔口0.8m时, 将雷管捆帮在导爆索上一起塞入该孔内, 再用黄土和砂子封填严实, 最后在孔口留100mm空段将雷管脚线塞入。

(4) 连线 采用串联方式。

(5) 放炮 采用BF-200型起爆器, 一次起爆6个孔, 起爆方式正向, 爆破位置距工作面20m以上。两巷放炮分别进行。

4 生产效果及其评价

4.1 采场矿压显现规律

(1) 有明显的周期来压显现特征, 动载系数1.3~1.5, 周期来压步距平均24.5m。

(2) 支架载荷频率分布一般为双正态迭加型, 具有坚硬顶板的冲击性特征, 是典型的Ⅱ级顶板显现特征。

(3) 支架的初撑力与工作阻力线性相关。

(4) 支架载荷较普通综采面低, 未处理顶板时前柱阻力小于后柱; 顶板预处理后, 一般前柱阻力大于后柱阻力10%~15%。

(5) 支架运行特性以增阻型为主占75%以上, 降阻型占10%以上。

4.2 顶煤变形运动规律

(1) 支承压力峰值点位于煤壁前方5~7m范围内, 工作面前方支承压力影响范围在25m左右。

(2) 顶煤变形位移可分为4个区: Ⅰ区为预处理爆裂区, 位于工作面前方15~25m范围内, 以水平位移为主, 相对位移量达100mm; Ⅱ区为支承压力压裂区, 位于工作面前方15m至煤壁后方2m, 该区位移由下向上逐渐增大, 并且离工作面越近水平位移越大; Ⅲ区为支架松动区, 位于工作面后方2~6m, 顶煤3m处产生明显离层, 垂直位移达130mm; Ⅳ区为破碎放落区, 位于工作面后方6~12m范围。

(3) 顶煤变形特征是水平位移小于垂直位移。工作面前方顶煤水平位移平均43mm, 垂直位移平均45mm; 工作面后方顶煤水平位移21mm, 垂直位移平均75mm, 冒落前垂直位移最大达244mm。

4.3 顶煤顶板冒放结构

顶煤呈现悬臂台阶式冒落, 顶板呈现悬臂式分层冒落, 如图4。

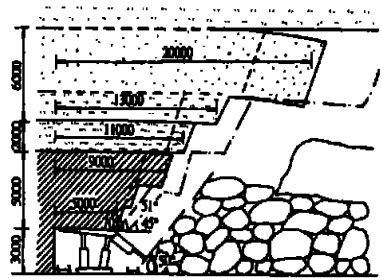


图4 顶煤顶板冒放结构

4.4 支架适应性分析

通过现场使用, 证明该放顶煤系列支架架型设计科学、技术参数合理, 使用灵活可靠, 能够满足大同坚硬煤层综放开采对系列配套支架的要求。

4.5 工作面主要经济指标

8911工作面历时6个月, 共推进400m, 累计生产原煤44.584万t, 其中顶煤放出21.2198万t, 工作面效率达到29t/工, 工作面回采率达到80.3%, 顶煤回收率若排除初期后输送机影响正常放煤因素, 可达75.7%。

5 结束语

忻州窑矿坚硬煤层放顶煤开采的实践, 为坚硬厚煤层的开采开辟了一条新的途径, 虽仍存在不足之处, 但随着技术的进步, 必将逐步完善。

[责任编辑: 邹正立]