

急倾斜煤层跨采区上山回采方案

詹同成

(淮南矿业集团张集煤矿, 安徽 淮南 232100)

摘要:针对淮南局孔集煤矿开采急倾斜煤层不同阶段进行分析,综合其生产中的先进技术,提出了跨采区上山回采方案。对急倾斜煤层开采技术革新有借鉴价值。

关键词:急倾斜煤层;跨采区上山;回采方案

中图分类号:TD823.9 **文献标识码:**A **文章编号:**1671-0932(2002)03-0010-04

1 引言

伪倾斜柔性掩护支架采煤法是60年代我国开采急倾斜煤层技术的一个重大革新。它具有急倾煤层缓倾化、系统简单、生产安全等优点,但由于其采区上山系统维护困难,煤柱损失大,降低了原煤回采率,增加了巷道维护费用,使原煤成本居高不下,经济效益差,企业运行困难。近年来,孔集煤矿在适应市场经济的发展过程中,不断在采区设计和生产技术上进行改革和创新,经过多年的生产实践使急倾斜煤层跨采区上山回采成为可能。各项实施表明,员工效率提高1.7倍以上,单产也提高了40%以上。其原煤回采率由63%提高到80%。收到了可喜的效果。

2 现状

孔集矿位于淮南煤系老区西部,二道河急倾斜构造带,属急倾斜煤层群开采。1972年推行伪倾斜柔性掩护支架采煤法。由于近年来随着开采深度的增加,采区上山系统的维护日益困难,原来双翼采区巷道布置所形成的孤岛型煤柱更受到多个方向的应力叠加作用,使采区上山系统巷道承受集中应力和冲击矿压,由此导致巷道损坏严重,设备和材料打运困难,严重影响生产。另一方面,这种双翼采区巷道布置也降低了原煤回采率,使工作面生产接替频繁,统计数字表明,该矿平均年产值38万t,工作面年移动次数为13次。由于经常移动,劳动工时

花费量很大,特别是设备的安装、拆除、架子料及支护材料的使用和回收等造成大量重复劳动消耗,工作面开碴及收作不及正常生产效率的五分之一,其过程所造成的设备损坏、材料丢失等都大大增加了生产负担,使原煤生产成本居高不下。采煤队员工效率仅为3.6 t/(d·人)以下,原煤成本在170元/t以上,以目前第三水平垂高150m为计算基础,采区隔离煤柱10m采区上山系统煤柱60m,区阶段煤柱各5m,水平隔离煤柱10m,则采区设计损失为 $[70 \times 150 + 45(1\ 000 - 70)] / 1\ 000 \times 150 = 35\%$,根据我矿煤层赋存情况,主采煤层A1、A3、B4、B9、B11、C13全厚24m,则单采区设计损失(相对于跨采区上山回采来比较) $150 \times 24 \times 70 \times 1.4 = 352\ 800\ t$,是目前矿井全年产量的88.2%,这个数据促使对目前采区上山布置进行回顾和创新改进。

3 急倾斜煤层跨采区上山回采方案

3.1 巷道布置

如图1,图2所示,采区采用集中石门开拓,沿煤层倾斜方向划分为二个阶段,每一阶段划分为二个小阶段,并设置阶段轨道下山解决第二阶段的行人、通风、运料等问题。采区上山系统采取分组联合布置,组内设置联络石门共同使用一组生根系统。下面具体分析各系统巷道布置。

3.1.1 轨道下山布置 早在80年代,孔集矿开采

收稿日期:2001-10-25

作者简介:詹同成(1963-),男,安徽凤台人,工程师,大专,1988年毕业于淮南矿院采矿工程专业,曾发表论文一篇。

-250 m 水平西八采区时,就设计过采区轨道下山方案,实现下行开采目的。到1992年初,开采-400 m 水平西八采区时,采区轨道下山主要用来解决

阶段通风、运输、运料、行人等问题。实现采区上山系统分阶段服务的目的,减少采区上山的维护。具体布置如图1所示:采区轨道下山由采区回风石

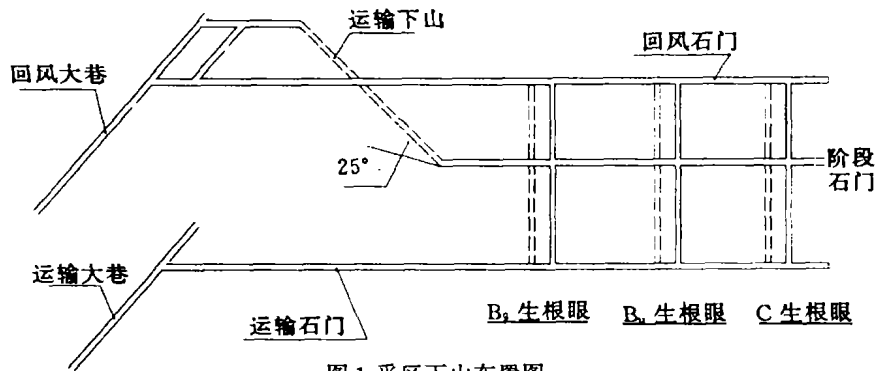


图1 采区下山布置图

门距回风大巷 20 m 沿走向布置下山上部单侧甩车场,下山的方向根据回风大巷相对于煤层的位置确定,(以满足阶段石门布置阶段运输车场的需要)。当条件不允许时,下山可以布置在回风大巷下方。一般情况,轨道下山的上部甩部车场坡度为 8°,下山倾角为 25°。阶段石门布置在采区石门中位置(以便与采区上山系统贯通),阶段石门运输车场采用单开调度车场。

3.1.2 采区上山布置 在采区上山布局设计中,经过多年观察发现,料眼经常受损原因有二点:一是料眼使用过程中经常受到破坏;二是与料眼的施工布置有关。布置在中煤厚层中由于受到料眼口径的限制,煤层的伪顶和直接顶得不到剥落,眼壁岩性差,在受潮或受采动影响下造成膨胀变形及损坏现象;而布置在薄煤层中的料眼,由于要满足料眼口径需要,在施工中要充分剥落大量伪顶和直接顶,甚至要剥落一些沙质叶岩,使施工围岩岩性得到改善,提高了料眼碯壁的抗压强度。因此,为实现跨采区上山回采,减少采区上山系统受采动影响,在分组联合布置中,根据煤层分组情况,每组采区上山分为岩石眼和煤层眼布置(见图3)。其中矸眼和料眼布置在煤层底板岩石中,属于“永久性”采区上山,其服务时间较长,在第一阶段回采过程中起打运设备和材料的作用;煤眼和人眼布置在煤层中,属回采性采区上山,其服务时间等于该小阶段的回采时间,当该小阶段采过采区上山时,此煤眼和人眼将被填实报废。作为“永久性”采区上山其相对于煤层的位置由岩石底板移动角决定 $L = H_1 \text{ctg}\alpha + s$, 其中: H_1 : 阶段高度, α : 岩石底板移动角, S : 安全系数。

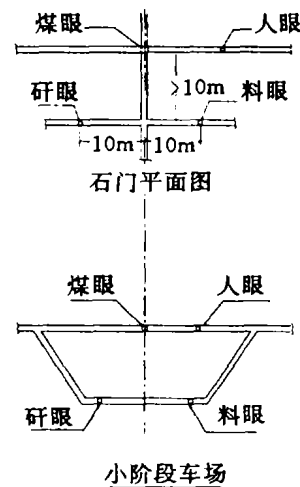


图2 生根眼布置图

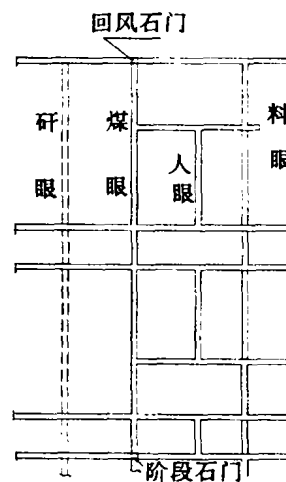


图3 采区上山剖面图

3.1.3 采区走向长度 进入九十年代,孔集矿西六风井投入运转,西六采区除十三槽以外,由于受风井保护煤柱影响,西六储量由西五和西七两采区回采,形成了单翼回采超过450 m的工作面。1997年回采-250 m水平A组煤层,创造了单翼回采490 m记录。月产量达到16 643 t,采煤队员工效率为10.5 t/(d·人),吨煤材料成本为43737元/16 643=2.9元/t,都大于其他工作面1.7倍以上。由此设想,跨采区上山回采接替距离为500 m是可行的。

3.1.4 车场布置 采区车场包括采区轨道下山车场,采区上部车场及小阶段运料车场如图1,图2所示。采区上部车场布置在采区回风石门,位置在煤层组底板,以方便运料为宜,车场形式为单开双轨道,其长度不少于25 m。采区运输石门设置一运输调度车场,料眼采用单开道岔与车场相连,采区小阶段车场见生要眼布置平面图,其形式为轻轨单道环型车场。

3.2 生产系统

(1) 出煤系统 与目前采区出煤系统布置相似,不同在于工作面的接替(见图4),当工作面推进并跨出煤眼时,第一小阶段煤眼被填实,小阶段煤眼报废,工作面进入采区右翼工作面(右翼采区左翼工作面),出煤路线由右翼采区运输巷经煤眼到采区煤仓;

(2) 出矸系统 采区上山及各种巷道的施工中,矸石直接或通过联络石门到达溜矸眼,经采区运输石门运出采区;

(3) 运料系统 采区第一小阶段由回风石门进料,经料眼、小阶段车场到工作面运输巷。循环料由工作面经小阶段车场、料眼、采区上部车场到工作面回风巷。当回采第二小阶段时,工作面进料可分别选择石门或轨道下山二条路线,工作面循环料由下部阶段车场、料眼、小阶段上部车场到回风巷。第三小阶段进料由轨道下山到阶段车场,或由采区运输石门经料眼到工作面(此时第一阶段生根系统报废),循环料与上相似。同样,第四小阶段进料轨道下山或采区运输石门二条路线,循环路线同上;

(4) 通风系统 与目前相比,跨采区回采方案的通风系统有二点不同:其一是跨采区回采通风;其二是小阶段矸眼回风系统。当工作面跨采区上山时,原采区回风石门料眼以里成为老塘区,工作面乏风经右翼采区回风巷、回风石门到回风大巷(此

时的右翼工作面即右翼采区的左翼工作面)。第二点不同在于当工作面的阶段内回采完第一小阶段时,上一小阶段煤眼及人眼报废,此时工作面乏风经第二小阶段上部车场、矸眼、到采区回风石门。跨采区上山回采时,工作面进入右翼采区,工作面乏风经右翼采区第二小阶段上部车场、矸眼到右翼采区回风石门。当回采到第三小阶段时,工作面乏风经轨道下山到回风石门,跨采区上山回采时工作面进入右翼采区,工作面乏风经右翼采区轨道下山到右翼采区回风石门。回采到第四小阶段时,工作面乏风经第四小阶段上部车场、矸眼、阶段石门、轨道下山到回风石门,,跨采区上山回采时,工作面进入右翼采区工作面,工作面乏风经右翼采区第四小阶段上部车场、矸眼、轨道下山到右翼采区回风石门。

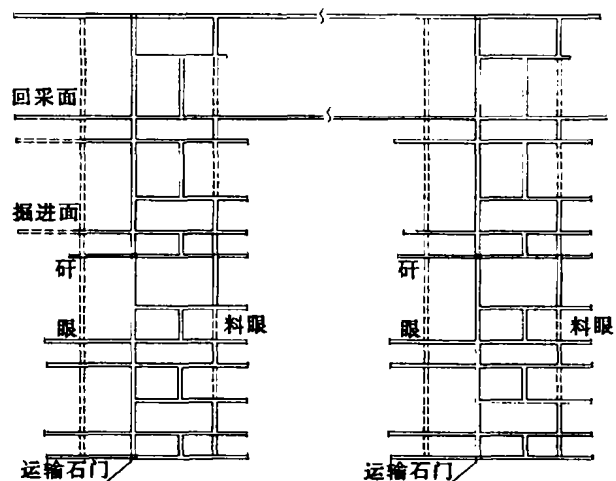


图4 生产接替图

3.3 巷道支护及设备选型

由于跨采区回采走向距离长,设备移动次数少,设备重复利用率高,有利于实现机械化生产,同时由于采掘跟随性接替,使得巷道能保持较好状态,有利于机械化设备的安装、实用和维修。所以工作面运输巷采用胶带输送机。采区上山和车场采用砌碛支护,其中煤眼、人眼、料眼直径分别为1.4 m,1.2 m、2.0 m,矸眼直径按采区工作面通风设计要求决定。工作面上下顺槽采用24#工字钢支护,规格分别为2.1 m×1.6 m×2.1 m及2.4 m×2.0 m×2.4 m,棚距为0.5 m,扎角为75°。提料绞车型号为JD-11.4,轨道下山绞车功率不小于50 kW,下山硐高为2.4 m,宽为2.6 m,轨距为900 mm,使用3 t矿车运输。

4 方案分析

(1) 采区巷道工程及回采煤量见下表(资料来自—400 m 水平西八采区设计说明书)

表1 方案工程量对比表

目录	全岩巷道(m)	半煤岩巷(m)	全煤进尺(m)	万吨掘进率(万t)	回采原煤(万t)	回采率
传统方案	2 090	17 340	21 580	278	143.45	62%
跨区方	4 490	16 260	21 580	218.6	185.1	80%
差值	2 400	-1 080	0	-59.3	47.4	18%

由表1可以看出,二种方案井巷工程量相差无几,但跨采区上山回采方案回采率高,万吨掘进率反而低,等于少掘巷道 $59.3 \times 143.4 = 8\,513\text{ m}$,原煤回采率高于传统方案18%;

(2) 巷道维修及设备材料打运:在巷道维护上,由于每小阶段设计有环型车场,并与人眼相通,所以维修方便,而且小阶段巷道服务时间短,矸眼及料眼分阶段服务,所以其综合维护时间与目前相比减小一半。巷道维护工程量很少。同时设备打运、

安装方便,回采率高,经济效益好;

(3) 经济技术指标

走向全带长	N×500 m
单翼工作面长	500 m
采区采全高	150 m
采区小阶段数	4 个
可采煤层数	8 层
全部采厚	24 m
可采储量	N×185.1 万 t
回采工作面数	4 个
掘进面个数	4.5 个
生产能力	66 万 t/a
万吨掘进率	218.6 m/万 t
采煤方法	伪倾斜柔性掩护支架
总工程量	N×42 335 m

参考文献:

- [1] 王家廉,吴绍债. 煤矿地下开采方法[M]. 北京:煤炭工业出版社,1984.
- [2] 钱鸣高,刘听成. 矿山压力及其控制[M]. 北京:煤炭工业出版社,1984.

The stoping scheme for steeply pitching coal

ZHAN Tong-cheng

(Zhangji. Coal Mine, Huainan Mining Group, Huainan 232001, China)

Abstract: This author gave an analysis on the stepped mining in steeply pitching coal at Kongji Colliery. Synthesizing advanced technology in productive activities, the author put forward an over-crossing stoping scheme for mining steeply pitching coal. It will be of valuable reference to the innovation of stoping technology in mining steeply pitching coal.

Key words: steeply pitching coal; going up over-crossing mining area; stoping scheme