

特大断面开切眼围岩综合控制技术

迟国铭¹, 张立辉², 唐海军¹

(1. 神华神东煤炭集团有限责任公司 寸草塔煤矿, 内蒙古 鄂尔多斯 017209; 神华神东煤炭集团有限责任公司 补连塔煤矿, 内蒙古 鄂尔多斯 017209)

摘要: 基于特大断面开切眼掘进、支护和综合利用困难的问题, 以神东煤炭集团补连塔煤矿 8 m 大采高综采工作面开切眼为例, 研究了特大断面开切眼掘进技术, 结合现场实际地质条件及支架参数研究确定了特大断面开切眼支护所需锚杆和锚索长度、直径以及间排距等参数, 研究确定了工作面初采强制放顶采用水力压裂工艺时孔口直径、孔口深度、孔口角度以及水压强度等参数。结果表明, 特大断面开切眼掘进技术、断面支护参数以及后续水压预裂放顶的运用是安全可靠的, 应用该掘进技术和支护参数可保证开切眼围岩稳定, 可以满足 8 m 高支架安装和初采, 水压预裂放顶效果明显, 为类似地质条件下的大断面巷道掘进与支护以及后续综合利用提供借鉴。

关键词: 特大断面开切眼; 8 m 支架安装; 水力压裂; 围岩稳定性

中图分类号: TD322 文献标志码: A 文章编号: 0253-2336(2017)11-0027-05

Comprehensive control technology of ultra large section open-off cut surrounding rock

CHI Guoming¹, ZHANG Lihui², TANG Haijun¹

(1. Cuncaota Coal Mine, Shenhua Shendong Coal Group Corporation Limited, Ordos 017209, China;

2. Bulianta Coal Mine, Shenhua Shendong Coal Group Corporation Limited, Ordos 017209, China)

Abstract: Based on the problems of excavation, support and comprehensive utilization of large section open-off cut, taking ultra large section open-off cut of 8 m large mining height fully-mechanized coal mining face in Bulianta Coal Mine as the study object, the parameters, such as the length, diameter and spacing of the anchor and anchor cable for the large section open-off cut support were determined by the actual geological conditions and the parameters of hydraulic support. The parameters, such as the diameter of the hydraulic fracturing hole, the depth of the orifice, the angle of the orifice and the hydraulic pressure were adopted in the working face. The results showed that the application of the large section open-off cut technology, the cross-section support parameters and the subsequent hydraulic pre-cracking top was safe and reliable. Application of the tunneling technology and support parameters could ensure that the open-cut eye rock stability, to meet the 8 m hydraulic support installation and initial mining requirements, hydraulic pre-cracking caving effect was obvious, which could provide some references for large-section roadway excavation and support and subsequent comprehensive utilization under similar geological conditions.

Key words: ultra large section open-off cut; 8 m hydraulic support installation; hydraulic fracturing; surrounding rock stability

0 引 言

近年来,随着煤炭开采技术的进步,煤矿向着集约化、大型化、重型化发展趋势日益显著,综采工作面开切眼断面尺寸也在不断扩大,其综合利用率在

很大程度上也在进一步得到提高^[1]。由于开切眼巷道高度增加、宽度扩大,两帮以及顶板为煤层,围岩强度较弱,受力复杂,围岩变形量和破裂范围都很大,掘进困难^[2]。掘开后直接影响了开切眼的围岩稳定性,如果支护不及时及支护强度不够,则断面变

收稿日期: 2017-09-30; 责任编辑: 杨正凯 DOI: 10.13199/j.cnki.est.2017.11.005

作者简介: 迟国铭(1976—),男,内蒙古赤峰人,高级工程师,现任神华神东煤炭集团有限责任公司寸草塔煤矿矿长。

引用格式: 迟国铭,张立辉,唐海军. 特大断面开切眼围岩综合控制技术[J]. 煤炭科学技术, 2017, 45(11): 27-31.

CHI Guoming, ZHANG Lihui, TANG Haijun. Comprehensive control technology of ultra large section open-off cut surrounding rock[J]. Coal Science and Technology, 2017, 45(11): 27-31.

形较大,导致后期支护更加困难,严重的可能导致巷道垮塌、废弃,造成很大的经济损失,所以大断面开切眼支护参数的选择非常重要,国内外大断面巷道的支护研究较多,但支护强度大都未达到最优化,支护强度过低可能造成安全隐患,支护强度过大后期工作面强制放顶效果不好,也会带来安全隐患^[3]。所以研究特大断面开切眼围岩综合控制技术对我国煤炭行业的“持续化、大型化、重型化、绿色化、人性化”发展以及煤炭资源的合理开发具有深远的积极意义^[4-5]。笔者以神东煤炭集团补连塔煤矿 12511 综采工作面为例,12511 综采工作面配套 8.0 m 支架,开切眼宽度 10.5 m、高度 5.3 m,开切眼断面面积达到 55.65 m²,研究了特厚煤层大断面开切眼掘进技术、支护参数以及后续综采工作面初采强制放顶技术,为相似条件下厚煤层特大断面开切眼综合控制和利用提供借鉴。

1 工程概况

补连塔煤矿 12511 工作面是世界首套 8.0 m 支架综合机械化开采工作面,开切眼位于 12 煤五盘区,南侧为 12510 采空区,其余方向均为未开采煤体。开切眼长度 319.1 m,矩形断面布置,断面长×宽=10.5 m×5.3 m,沿煤层底板掘进。根据开切眼附近的钻孔综合柱状图揭露显示,煤层底板标高 +1 043 m,煤层厚度约 8.1 m,直接顶为砂质泥岩,厚度约 5.7 m,含有煤线,层理和节理裂隙发育,自稳性差;基本顶和底板均为砂质泥岩。地表主要被第四系松散层覆盖,属高原侵蚀性丘陵地貌,地面标高 +1 315 m,上覆基岩厚约 251 m,松散层厚度约为 21 m。

补连塔煤矿 12511 开切眼布置在煤层内,设计长度 319.1 m,宽度 10.5 m,高度 5.3 m,断面积 55.65 m²,开切眼内布置调车硐室 5 个、端头支架硐室 2 个、采煤机安装硐室 1 个,用于特种大型支架搬运车辆调向和 8.0 m 支架及配套设备安装使用。硐室规格尺寸如下:调车硐长度 15 m,高度 5.3 m,宽度 5.0 m,双向抹角,抹角尺寸 5.0 m×5.0 m;端头支架硐室长度 15 m,高度 5.3 m,宽度 3.0 m;采煤机硐室长度 30 m,高度 5.3 m,宽度 1.5 m。开切眼及硐室均采用螺纹钢锚杆+金属网片+π 形钢带+锚索联合支护工艺,使用岩层位移检测仪、信号柱、人工标尺监测等手段进行围岩稳定性监测,并全断面施工标号 C30、厚度 0.3 m 的混凝土底板^[6]。12511 开

切眼巷道布置如图 1 所示。

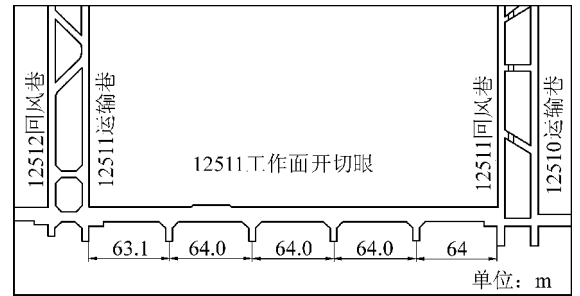


图 1 12511 开切眼巷道布置

Fig. 1 12511 open-off cut roadway layout

2 开切眼掘进工艺

2.1 掘进配套设备

12511 开切眼采用连续采煤机成套设备掘进,具体包括连续采煤机、梭车、锚杆机、连运一号车,由连续采煤机来完成割煤、装煤和清煤工作,梭车与连续采煤机配合将煤转运至连运一号车,连运一号车完成大块煤的破碎并将煤转载至带式输送机,锚杆机负责顶板锚杆支护。连续采煤机采高 2.7~4.6 m,截割头宽度 3.3 m;梭车装载能力 27 t,卸载能力 30~45 s;锚杆机为四臂锚杆机,支护高度 2.5~5.1 m;连运一号车过煤能力 980 t/h。

2.2 掘进工艺

由于开切眼断面较大,为保证掘进过程中人员及设备的安全,掘进工艺采用二次二阶成巷技术,即初次开挖、二次扩巷成巷和上阶开挖、下阶平掘成巷。初次成巷断面 6.6 m×4.3 m(宽×高),在距离开切眼副帮 3.9 m、正帮 3.3 m 的位置切槽,切槽后进行采煤,完成初次成巷的掘进,如图 2a 所示。二次扩巷即截割开切眼正帮侧的 3.3 m 煤体,如图 2b 所示。由于掘进巷道的高度超过了连续采煤机的工作高度,因此第一阶先掘进高 4.3 m,第二阶平掘 1.0 m 的方式作业完成开切眼成巷。开切眼掘进和支护工作采用多种机械设备联合完成,为了提高掘进效率,保证掘进安全,要求初次成巷距离大于二次扩巷 30 m 后,方可进行二次扩巷,且二次扩巷前初次成巷必须支护完成,二阶平掘前一阶顶帮支护必须完成。

3 开切眼支护关键技术

由于 12511 工作面配套 8.0 m 支架,开切眼存在断面大、应力高、围岩稳定性差、底板易泥化底鼓

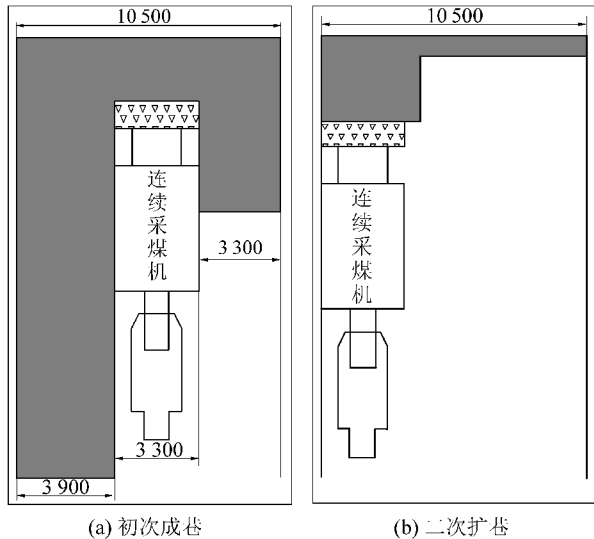


图2 开切眼掘进示意

Fig. 2 Schematic diagram of open-off cut excavation

等诸多难点,针对已揭露的开切眼顶帮时间段不同,采取分部、分阶段的锚杆+网片+钢带+锚索的联合主动支护围岩控制技术。为了达到围岩控制的目的,综合围岩控制技术分为4个阶段进行。

1)第Ⅰ阶段初次支护。由于掘进工艺及地质条件的特点,开切眼过程中的初次成巷和二次扩巷的间隔时间较短,一般不超过36 h,在这个过程中进行初步锚杆、金属网和塑料网联合支护,对开切眼进行初次支护。初次成巷时顶板采用 $\phi 20$ mm \times 2 000 mm螺纹钢锚杆和铅丝网支护,螺纹钢锚杆间排距1 000 mm \times 1 000 mm,每排布置6根,配合使用规格为45 mm \times 45 mm的8号铅丝网。非回采帮使用 $\phi 16$ mm \times 1 800 mm圆钢锚杆和金属网支护,圆钢锚杆间排距1 000 mm \times 1 000 mm,每排布置4根,铅丝网规格同顶网。扩巷帮采用 $\phi 22$ mm \times 2 200 mm玻璃钢锚杆支护,间排距1 000 mm \times 1 000 mm,每排布置4根。二次扩巷时顶板支护同初次成巷,回采帮采用 $\phi 22$ mm \times 2 200 mm玻璃钢锚杆和塑料网支护,玻璃钢锚杆间排距1 000 mm \times 1 000 mm,每排布置4根,塑料网规格为45 mm \times 45 mm。

2)第Ⅱ阶段锚索+ π 型钢带加强支护。在巷道掘进完毕初次支护完成后,即进行高应力锚索二次支护,以维持开切眼围岩稳定,二次加强支护的时间一般滞后初次支护24 h,考虑围岩的特性及断面尺寸问题,一般的锚索不能满足支护强度的要求,因此选择 $\phi 22$ mm \times 8 000 mm锚索+5 200 mm \times 140 mm \times 8 mm的 π 型钢带联合加强支护,锚索间排距均为2 000 mm。

3)第Ⅲ阶段超大断面、超大跨度处支护。针对开切眼后续利用,开切眼内设计每隔64 m设置1个调车硐室,硐室口跨度达15 m,该区域为支护重点和难点,除正常支护的锚杆、网片外,顶板沿垂直调车硐室中心线方向选择 $\phi 22$ mm \times 8 000 mm锚索+ π 型钢带联合支护,锚索排距2 000 mm,按照8-5-3-2形式进行锚索布置。

4)第Ⅳ阶段底鼓治理。开切眼后原岩应力平衡状态被破坏,岩梁的临界应力逐渐减小,应力重新分布,更易失稳破坏。在水平应力的作用下,大断面开切眼受底鼓威胁更加严重,随着巷道宽度的增加,底鼓量呈线性增加,且在顶板淋水作用下造成底板泥化加剧。为此所有淋水处设置淋水回收装置,使其不能直接作用到底板上,并对开切眼采用全断面施工矸底板,开切眼与调车硐室帮角三角区处在距底板150 mm处铺设 $\phi 6.5$ mm \times 150 mm \times 150 mm钢筋网片,开切眼底板距回采帮3.5 m处沿开切眼中心线方向增加HW200 \times 200型钢,并与 $\phi 18$ mm \times 1 200 mm底板锚杆链接,混凝土标号C30,厚度300 mm。

4 开切眼开挖后围岩稳定性控制效果

1)开切眼顶板变形破坏监控。开切眼完成后,安装岩层位移检测系统,该系统由岩层位移检测仪、电子读书显示器、信号传输监控线、地面PC监控终端4部分构成,实现井下现场、地面PC终端在线实时监控。根据顶板监测监控显示,顶板在开切眼后20 d时间内下沉450 mm,之后逐步趋于稳定状态。

2)利用人工布置监测点进行底板和两帮变形监控,测点布置在靠近采空区侧的第1个调车硐室口处,用于记录底板变形、开切眼两帮变形。根据现场数据分析,在20 d内底鼓90 mm,之后逐步趋于稳定。开切眼两帮在30 d时间内移近量为390 mm,之后逐步趋于稳定。围岩变形曲线如图3所示。

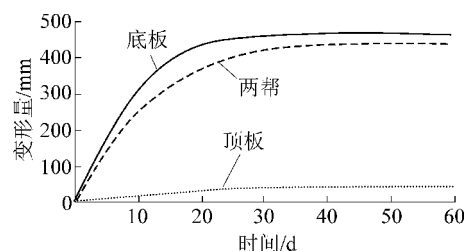


图3 开切眼围岩变形曲线

Fig. 3 Deformation curves of open-off cut surrounding rock

5 开切眼水力压裂工艺及初采放顶效果

5.1 开切眼水力压裂工艺

12511工作面开切眼安装8.0 m高的支架,采用水力压裂工艺实施放顶,为保证综采工作面正常生产,因此前提30 d开始实施水力压裂。水力压裂放顶工艺钻孔设备采用ZDY650钻机及配套钻机平台,钻头直径56 mm,钻杆直径42 mm,采取“切槽(钻孔)→封孔→压裂实施(高压水压裂→保压注水→压裂监测→泄压释放→拆卸)”工艺流程。压裂系统主要由8部分组成:静压水进水管路、高压水泵、注水管、蓄存压裂介质水和油的储能器、手动泵、高压注水胶管、高压封孔器、压力流量监测仪。压裂流程主要由切槽、封孔、压裂。

5.2 水力压裂放顶钻孔设计

为了进一步缩短综采工作面初采放顶直接顶垮落步距,避免因直接顶垮落形成飓风,保证安全生产,经过对工艺、现场的深入研究分析,水力压裂钻孔布置上也采取了大胆尝试,不仅只布置在开切眼正帮,还在开切眼副帮、工作面机头、机尾巷道均布置水力压裂钻孔。支架安装之前首先钻进和压裂低位L1—L16孔,随后钻进和压裂S1—S22孔;S23—S35孔在支架安装之前钻进完成,待支架安装完成后进行压裂,其中S钻孔倾角50°,斜长39 m,L钻孔倾角25°,斜长40 m;S1—S16、L1—L16间距为20 m,S17—S22间距为15 m,S24与S25间距为20 m,S25和S26间距为10 m,S26—S33间距50 m,S33—S34间距5 m,S34—S35间距10 m。通过高压水致裂顶板,在综采工作面推采至16 m位置,直接顶全部垮落并充满采空区,较好地完成了初次放顶工作,为综采工作面安全回采提供保证。水力压裂钻孔布置如图4所示,钻孔压裂顺序采用:施工和压裂开切眼L孔→施工和压裂开切眼S孔→施工巷道S孔。钻孔压裂时采用倒退式单孔多次压裂工艺,L孔距孔口10 m不压裂,S孔距孔口7 m不压裂,L孔压裂次数为10次,S孔的压裂次数约为11次。

5.3 水力压裂放顶效果

8.0 m大采高工作面采用水力压裂放顶,在开切眼沿工作面推采方向、采空区方向和机头机尾巷道沿开切眼方向布置钻孔,工作面初采顶板初次垮落步距10~12 m,期间未形成飓风,也未对工作面造成损失。

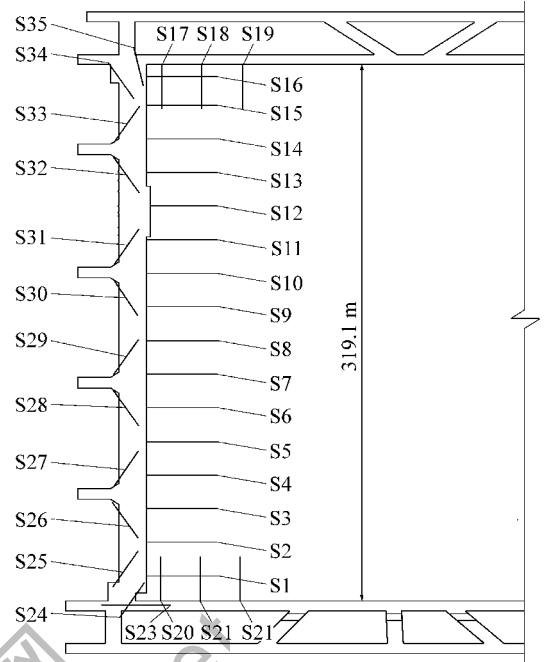


图4 水力压裂钻孔布置

Fig. 4 Hydraulic fracturing hole layout

6 结论

1) 大断面开切眼掘进采用二次二阶成巷技术,即初次开挖、二次扩巷成巷和上阶开挖、下阶平掘成巷。为提高掘进效率且保证安全,二次扩巷滞后初次成巷30 m施工,且二次扩巷前初次成巷必须支护到位,二阶平掘前一阶顶帮支护必须到位。

2) 根据大断面开切眼顶帮开掘时间段不同采取分部、分阶段支护,支护形式采用锚杆+网片+钢带+锚索联合主动支护围岩控制技术。综合围岩控制技术分为4个阶段进行。通过上述支护方式可以将开切眼围岩变形顶下沉控制在500 mm以内、底板底鼓变形控制在100 mm以内、两帮变形控制在500 mm以内,符合大采高支架安装所要求的参数。

3) 大断面开切眼综采工作面初采强制放顶应采用水力压裂(预裂)放顶,提前30 d左右对工作面顶板施工水力压裂,在开切眼正帮、副帮、靠近工作面两巷道均布置水力压裂钻孔,压裂效果明显。

参考文献 (References):

- [1] 孙希奎,常庆粮,施现院,等.大断面半圆拱煤巷围岩松动圈厚度测定及分布规律[J].煤炭科学技术,2016,44(11):1-6.
SUN Xikui, CHANG Qingliang, SHI Xianyuan, et al. Thickness measurement and distribution law of loose rings of surrounding rock in large cross section semicircle arch seam gateway [J]. Coal Sci-

- ence and Technology, 2016, 44(11): 1-6.
- [2] 华心祝,李志华,李迎富,等.深井大断面沿空留巷分阶段底鼓特征分析[J].煤炭科学技术, 2016, 44(9): 26-30.
HUA Xinzhu, LI Zhihua, LI Yingfu, *et al.* Analysis on floor heave features of large cross section gob-side entry retaining in deep mine[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(9): 26-30.
- [3] 付明明,陈善昌,张英华,等.大断面交岔点综合机械化快速掘支成巷技术[J].煤炭科学技术, 2016, 44(9): 88-92.
FU Mingming, CHEN Shanchang, ZHANG Yinghua, *et al.* Fully-mechanized rapid heading and support technology of large cross sectional intersection[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(9): 88-92.
- [4] 左建平,孙运江,王金涛,等.大断面破碎巷道全空间桁架锚索协同支护研究[J].煤炭科学技术, 2016, 44(3): 1-6.
ZUO Jianping, SUN Yunjiang, WANG Jintao, *et al.* Study on full space truss and anchor coordinative support of mine large cross section broken roadway[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(3): 1-6.
- [5] 高进,贺海涛.厚煤层综采一次采全高技术在神东矿区的应用[J].煤炭学报, 2010, 35(11): 1888-1892.
GAO Jin, HE Haitao. Application of fully mechanized full seam one passing mining technology to thick seam in Shendong Mining Area[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(11): 1888-1892.
- [6] 王国法.大采高技术与大采高压支架的开发研究[J].煤矿开采, 2009, 14(1): 1-4.
WANG Guofa. Research on mining technology with high mining height and development of powered support for high mining height[J]. Coal Mining Technology, 2009, 14(1): 1-4.
- [7] 王学军.厚煤层大采高全厚开采工艺研究与应用[J].采矿与安全工程学报, 2009, 26(2): 212-216.
WANG Xuejun. Research on large mining height technique for thick coal seams[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2009, 26(2): 212-216.
- [8] 程燕学.大断面硐室锚喷注联合支护技术[J].煤炭科学技术, 2016, 44(2): 128-132.
CHENG Yanxue. Technology of bolt-shotcreting-grouting combined support to mine large cross section chamber[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(2): 128-132.
- [9] 冯月新,尹乾,许国安.大断面软岩硐室稳定性控制技术[J].煤炭科学技术, 2016, 44(1): 90-94.
FENG Yuexin, YIN Qian, XU Guoan. Stability control technology of soft rock chamber with large cross section[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(1): 90-94.
- [10] 王金华.特厚煤层大采高综放开采关键技术[J].煤炭学报, 2013, 38(12): 2089-2098.
WANG Jinhua. Present status and development tendency of fully-mechanized coal mining technology in ultra thick hard seam[J]. Journal of China Coal Society, 2013, 38(12): 2089-2098.
- [11] 武涛.大断面软岩斜井支护支架选型优化研究[J].煤炭科学技术, 2015, 43(12): 18-22, 3.
WU Tao. Study on optimization of support selection for mine large-cross section soft rock inclined shaft[J]. Coal Science and Technology, 2015, 43(12): 18-22, 3.
- [12] 钱鸣高,缪协兴,许家林,等.岩层控制的关键层理论[M].徐州:中国矿业大学出版社, 2003.
- [13] 宋选民,顾铁凤,闫志海.浅埋煤层大采高工作面长度增加对矿压显现的影响规律研究[J].岩石力与工程学报, 2007, 26(16): 4007-4012.
SONG Xuanmin, GU Tiefeng, YAN Zhihai. Effects of increasing working face's length on underground pressure behaviors of mining super-high faces under shallow coal seam[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(16): 4007-4012.
- [14] 王永洪.羊场湾煤矿6.2m采高综采工作面矿压规律研究[D].西安:西安科技大学, 2011.
- [15] 谭云亮.矿山压力与岩层控制[M].北京:煤炭工业出版社, 2011.