

深部中厚煤层切顶留巷围岩变形规律与控制研究

马资敏^{1,2}, 郭志飚^{1,2}, 陈上元^{1,2}, 朱盛², 王进^{1,2}

(1. 深部岩土力学与地下工程国家重点实验室, 北京 100083; 2. 中国矿业大学(北京) 力学与建筑工程学院, 北京 100083)

摘要: 为保证切顶卸压沿空留巷技术在深部中厚煤层中成功应用, 综合运用理论分析、现场实测及数值模拟等方法对沿空巷道围岩结构变形规律及控制技术进行探索。研究结果表明: 实施切顶卸压后, 巷道受超前集中应力影响的范围和强度均有所降低; 巷道围岩呈现稳定时间长及持续变形 2 大特点; 滞后工作面距离大于 440 m 的巷道围岩基本稳定。在顶板初始运动阶段采用“恒阻锚索+单体棚”进行超前支护, 顶板剧烈运动阶段采取“液压抬棚支架+单体棚”进行加强支护, 顶板缓慢运动阶段回撤抬棚支架与单体, 顶板相对稳定阶段加强断层带及硐室交岔口支护, 碎石帮采用可伸缩性挡矸 U 型钢挡矸支护, 可有效控制留巷围岩变形, 成巷效果好。

关键词: 深部开采; 切顶卸压; 沿空留巷; 围岩变形; 顶板控制

中图分类号: TD322 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-2336(2018)02-0112-07

Study on deformation law and control of surrounding rock in roof cutting gateway retained along goaf in deep medium thick seam

MA Zimin^{1,2}, GUO Zhibiao^{1,2}, CHEN Shangyuan^{1,2}, ZHU Sheng², WANG Jin^{1,2}

(1. State Key Lab for Geomechanics and Deep Underground Engineering, Beijing 100083, China; 2. School of Mechanics and Civil Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China)

Abstract: In order to ensure a successful application of the gateway retained technology along the goaf with the roof cutting pressure released to a deep medium thick seam, a theoretical analysis, site measurement, numerical simulation and other methods were comprehensively applied to the study on the deformation law and control technology of the surrounding rock structure in the gateway retained along the goaf. The study results showed that after the roof cutting pressure releasing conducted, the pilot concentrated stress influence scope and strength of the gateway both were decreased. The surrounding rock in the gateway would have two features of a long stabilized time and continued deformation. The surrounding rock in the gateway with a distance over 440 m behind the coal mining face was stable basically. In the initial movement stage of the roof, a “constant resistant anchor + single props” was applied to the pilot support. In the roof serious movement stage, a “hydraulic lifting frame support + single prop shield” was applied to the enhanced support. In the roof gently slow movement stage, the hydraulic lifting frame supports and single prop were withdrawn. In the roof relative stable stage, a cross support at the fault zone and chamber was enhanced, a extensible U type steel retaining support was applied to the broken rock sidewall and could effectively control the surrounding rock deformation of the gateway with a good effect of the gateway.

Key words: deep mining; roof cutting pressure released; gateway retained along goaf; surrounding rock deformation; roof control

0 引言

目前降本增效是国内许多矿井克服经营困难的重要途径, 何满潮院士提出的“切顶短壁梁理论”及

切顶卸压无煤柱开采技术^[1-2]能够实现安全留巷、降低成本并提高煤炭回采率, 目前已在国内外许多矿区得到大范围的推广应用^[3-5], 切顶留巷初期多为浅及中深部的薄煤层复合顶板条件^[6-7], 目前切顶

收稿日期: 2017-09-11; 责任编辑: 曾康生 DOI: 10.13199/j.cnki.est.2018.02.014

基金项目: 国家自然科学基金面上基金资助项目(51479195)

作者简介: 马资敏(1989—), 男, 山东临沂人, 博士研究生。E-mail: maziminhan@163.com

引用格式: 马资敏, 郭志飚, 陈上元, 等. 深部中厚煤层切顶留巷围岩变形规律与控制研究[J]. 煤炭科学技术, 2018, 46(2): 112-118, 242.

MA Zimin, GUO Zhibiao, CHEN Shangyuan, et al. Study on deformation law and control of surrounding rock in roof cutting gateway retained along goaf in deep medium thick seam[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(2): 112-118, 242.

卸压沿空留巷技术的应用条件也在逐步由简单赋存地质条件向复杂地质环境扩展^[8],以便实现矿业技术新变革。普遍认为当煤层埋深大于800 m时为深部开采^[9-11],由于深部高应力导致深部巷道围岩变形规律明显不同于浅埋深条件,主要表现为变形速率大、变形量大、持续变形,变形表现为流变特性^[12],且巷道底鼓严重,顶板易破碎,支护难度大^[13-15]。在深部中厚煤层实现切顶卸压沿空留巷,既具有技术变革性,也具有重大挑战性,因此必须加强理论分析以及矿压观测,尤其是巷道围岩变形规律的分析^[16-18],以确定巷道围岩支护形式及参数,对指导切顶留巷现场施工、合理安排生产工序等具有重要的意义。

针对大采高留巷围岩控制,薛俊华等^[19]提出了优化留巷断面以及支护系统高刚度的主动控制技术,同时在关键区域的辅助控制技术;谢生荣等^[20]在优化高水材料充填体性能及锚杆索联合强力支护的基础上,提出了钢管混凝土组合支架控制技术,有效改善了覆层结构形态特征与围岩应力状态;张登龙等^[21]提出在掘进时采取高强度锚网索支护,留巷前加强两帮及顶板支护强度,留巷时采用高水材料充填带进行巷旁支护,留巷后采用U型钢棚加固支护;武精科等^[22]提出顶板分区耦合支护和以充填区域顶板为关键纽带的“四位一体”围岩控制技术。以往的传统沿空留巷多以充填体作为支撑巷道顶板和维护巷帮的支护体,切顶留巷以切顶卸压为关键技术来实现沿空留巷无煤柱开采,其顶板控制和碎石帮维护不同于传统沿空留巷的围岩控制。尤其是在大埋深复杂条件下,由于围岩应力大、控制难度大,切顶留巷围岩控制技术急需深入研究,研究深部切顶卸压沿空留巷的围岩在空间和时间上的变形规律及机理,可以指导现场留巷支护工作。

1 工程概况

永城矿区城郊煤矿主采二₂煤层,21304工作面煤层厚度2.6~4.3 m,平均3.1 m,煤层倾角1°~7°,平均3°,煤层赋存较稳定。煤层埋深大,埋深835~915 m,平均875 m,为深部煤层开采。煤层直接顶为泥岩,厚度2.85 m;基本顶由3.76 m厚的细粒砂岩和5.23 m厚的粉砂岩组成;直接底为粉砂岩,厚0.86 m,基本底由3.26 m厚的粉砂岩和9.16 m厚的细砂岩组成。

二₂煤层煤尘无爆炸危险性,煤层为不易自燃煤

层,煤层瓦斯含量较低,属瓦斯矿井,工作面地温较高,地温23°~26°,无冲击地压的影响。21304工作面轨道巷为沿空留巷巷道,长度1 460 m,巷道沿二₂煤层掘进,设计断面为矩形,巷高3.0 m,巷宽4.4 m。巷道掘进揭露13条断层,巷道顶板破碎严重,原支护密度大。

城郊煤矿21304工作面埋深大,压力大,不同于浅部工作面沿空留巷围岩变形规律,受工作面上覆岩层分层垮落的影响,深部沿空留巷围岩变形周期长,变形量大,围岩控制难度大幅增加。

2 切顶卸压相关设计参数

由于围岩压力大、顶板破碎严重,回采前巷道原有锚索存在破断现象,锚杆失效较多。因此在切顶留巷前,必须进行高预应力恒阻大变形锚索施工^[23]:①施加高预紧力保证超前预裂爆破时降低爆破对巷道顶板的扰动,保证巷道顶板的稳定性;②解决深部巷道围岩大变形难题。从力学分析角度,恒阻锚索布设于回采侧(切缝侧)能够发挥其最大支护效果。

切顶卸压沿空留巷关键技术在于通过定向预裂聚能爆破切断工作面顶板压力向巷道顶板传递,实现切顶卸压^[24-25]。通过预裂爆破试验确定最佳爆破方式、装药结构和装药参数,使得回采过后工作面顶板随采随垮,充填良好。切顶卸压无煤柱开采技术原理如图1所示。

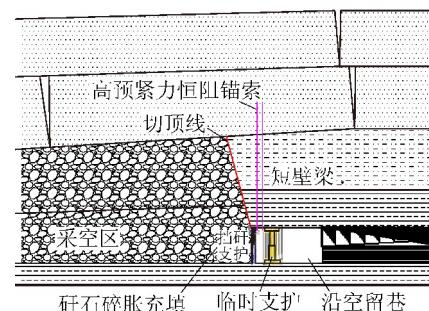


图1 切顶卸压无煤柱开采技术原理

Fig.1 Principle of non-coal pillar mining by roof cutting and pressure releasing

根据深部开采巷道围岩变形特点,在21304轨道巷顶板采用恒阻大变形锚索进行补强支护,设计参数为:恒阻大变形锚索长10 000 mm,间排距400 mm×700 mm(1 400) mm,恒阻力为330±20 kN。恒阻锚索沿顶板铅垂方向布置,靠近回采侧恒阻锚索排距700 mm,与切缝孔间距300 mm;第2排恒阻锚索排距

1 400 mm,与原锚索间隔布置,恒阻锚索预紧力280 kN。根据采空区矸石碎胀充填要求,同时既保证切缝贯通效果又能确保围岩的完整性,炮孔与铅垂方向夹角为15°,孔间距为600 mm,孔深8 000 mm。巷道支护与爆破设计如图2所示。

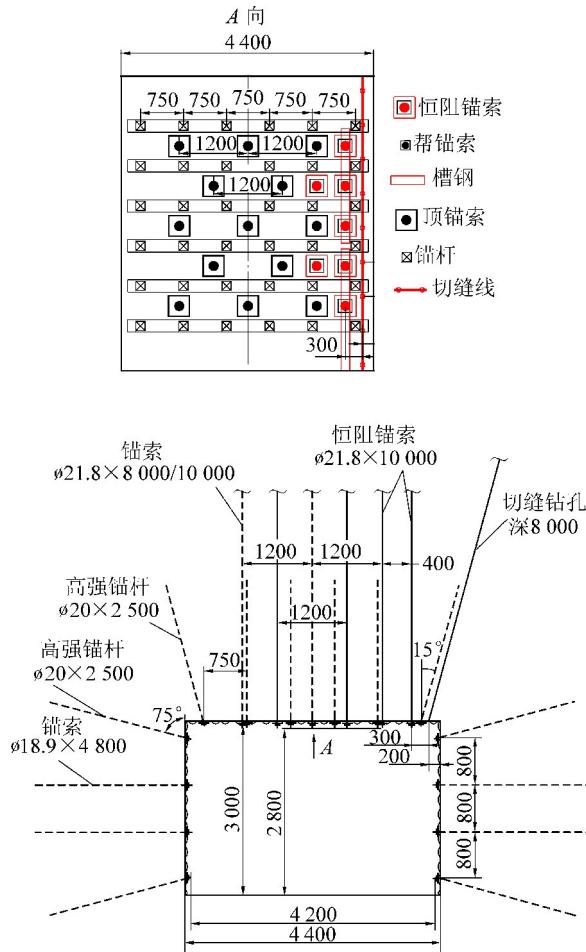


图2 巷道支护与爆破设计

Fig.2 Design of roadway support and blasting

3 巷道围岩变形规律

在2条工作面巷道布设有围岩变形十字观测点,监测巷道顶底板、两帮移近情况,及顶板下沉和巷道底鼓情况。

3.1 超前工作面巷道围岩变形规律

在实行恒阻锚索加强支护及超前工作面实施定向预裂聚能爆破后,研究轨道巷围岩变形规律,指导轨道巷超前支护施工,同时与未进行恒阻锚索支护及顶板切缝的运输巷围岩变形进行对比分析。通过监测得到2条巷道顶底板移近曲线及两帮移近位移曲线分别如图3、图4所示。

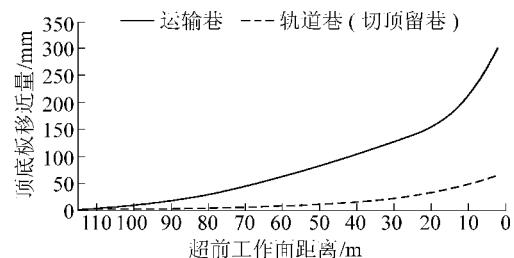


图3 超前工作面巷道顶底板移近量位移曲线

Fig.3 Curves of roof and floor convergence of roadway in front of working face

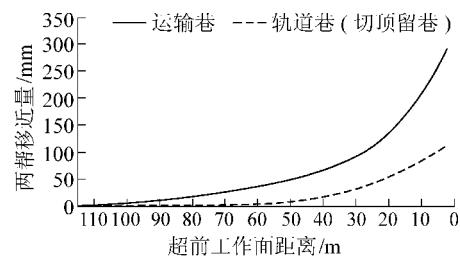


图4 超前工作面巷道两帮移近量曲线

Fig.4 Curves of two sides convergence of roadway in front of working face

由图3、图4分析可知:

1)2条巷道受超前集中应力影响的范围不同,运输巷最大影响距离为超前工作面110 m,而轨道巷通过恒阻锚索加强支护和切顶卸压,最大影响距离为超前工作面70 m,减小了40 m,更利于巷道维护工作。

2)2条工作面巷道受超前集中应力影响的大小不同,轨道巷通过恒阻锚索加强支护和切顶卸压,顶底板移近量最大值为66 mm,较运输巷降低了78%,两帮移近量最大值为112 mm,较运输巷降低了62%,更利于保证巷道稳定性。

3)轨道巷超前工作面距离小于40 m后,顶底板移近曲线及两帮移近曲线速率明显加大,表明巷道围岩变形速率加快,因此超前支护距离不小于40 m。

3.2 滞后工作面巷道围岩变形规律

工作面回采过后,进行挡矸支护和顶板临时支护。随着顶板及上覆岩层的剧烈运动,巷道围岩产生变形,因大理深上覆岩层稳定时间长,围岩应力大,巷道围岩无法达到绝对稳定状态。目前国内切顶留巷矿压监测巷道稳定性普遍以顶板稳定为依据,当顶板下沉速率小于1 mm/d时,巷道可认为基本稳定,据以往经验浅埋深切顶留巷一般滞后于工作面150 m时巷道围岩稳定。

岩变形观测,通过统计分析,汇总得到巷道顶底板位移曲线及两帮位移曲线分别如图5、图6所示。

1)滞后工作面500 m时,巷道顶底板移近量623 mm,其中底鼓量占比50%,巷道两帮移近量632 mm,其中副帮(实体煤侧)移近量157 mm,正帮(切缝侧)移近量475 mm,占比75%,表明垮落矸石表现为明显的流动特性。

2)滞后工作面0~160 m巷道围岩变形剧烈,顶底板及两帮移近量分别为381 mm和368 mm;滞后工作面160~440 m巷道围岩变形减弱,顶底板及两帮移近量分别为222 mm和244 mm;滞后工作面距离大于440 m(90 d)巷道围岩基本稳定。

3)滞后工作面240 m时(50天)回撤临时支护的液压抬棚支架及单体棚,回撤后顶底板移近位移曲线斜率增大,即顶底板移近速率有所增大,滞后工作面300 m时曲线斜率趋于平缓。

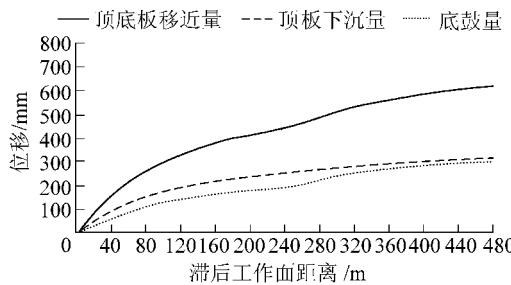


图5 滞后工作面巷道顶底板位移曲线

Fig.5 Displacement curves of roof and floor of roadway behind working face

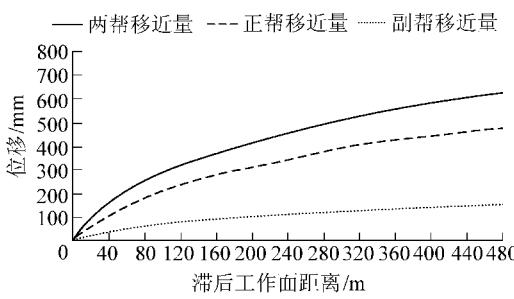


图6 滞后工作面巷道两帮位移曲线

Fig.6 Displacement curves of two sides of roadway behind working face

3.3 滞后工作面巷道下沉规律

以滞后工作面每20 m为一区段,分析顶板下沉量的增量和下沉速率情况。统计得到滞后工作面区段顶板下沉量与下沉速率情况如图7、图8所示。

1)滞后工作面0~40 m,顶板运动剧烈,下沉量和下沉速率最大,区段顶板下沉量约50 mm,下沉速率大于10 mm/d。

2)滞后工作面40~100 m,顶板运动减弱,下沉量和下沉速率较大,区段顶板下沉量大于10 mm,下沉速率大于3 mm/d。

3)滞后工作面160~300 m区段,顶板运动基本平缓,下沉量和下沉速率较小,顶板下沉量7~10 mm,下沉速率约2 mm/d。

4)滞后工作面距离大于440 m,顶板运动基本稳定,下沉量和下沉速率小,顶板下沉量小于4 mm,下沉速率小于1 mm/d。

5)回撤液压抬棚支架及单体棚对巷道顶板下沉量有一定影响。

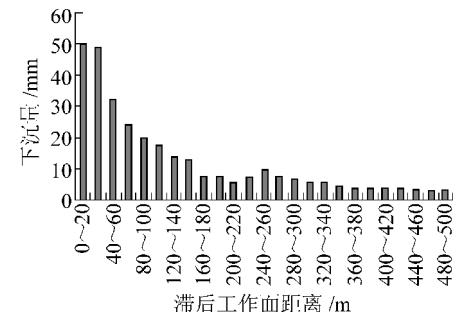


图7 滞后工作面区段顶板下沉量

Fig.7 Roof subsidence of sections behind working face

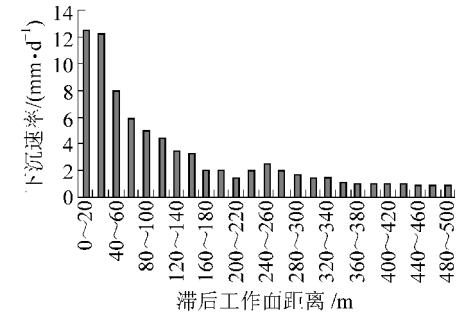


图8 滞后工作面区段顶板下沉速率

Fig.8 Roof subsidence rate of sections behind working face

3.4 巷道围岩变形影响因素分析

巷道掘进揭露13条断层,巷道内共布设有30个硐室,硐室交岔口附近及断层影响带引起应力集中,巷道顶板破碎严重,对顶板下沉量产生一定负面影响。根据各个十字测点围岩情况对其进行归类,研究各个影响因素对巷道顶板下沉量的影响,分类及统计数据见表1。由表1分析可知:

1)当巷道处于非硐室断层带时,顶板下沉量小于300 mm;当巷道处于硐室交岔口时,顶板下沉量大于350 mm;当巷道处于断层带时,顶板下沉量大于400 mm。

2)巷道围岩环境对顶板下沉量的影响程度由大到小依次为:断层带>硐室交岔口>非硐室断层带。

表1 巷道围岩状况对顶板下沉量的影响

Table 1 Influence of surrounding rock condition to roof subsidence

围岩 环境	滞后工作面距离顶板累计下沉量/mm					顶板 定时滞 后距离/ m
	100 m	200 m	300 m	400 m	500 m	
非硐室断层	143	210	247	271	282	360
硐室交岔口	185	253	306	343	357	400
断层影响带	209	269	347	404	431	460

3) 非硐室断层带条件下,滞后工作面约360 m顶板下沉基本稳定;硐室交岔口条件下,滞后工作面400 m顶板下沉量基本稳定;断层影响带条件下,滞后工作面460 m顶板下沉量基本稳定。

4) 当巷道处于硐室交岔口及断层影响带时,要加强巷道顶板支护强度,做好矿压观测工作。

4 巷道围岩变形数值模拟

运用FLAC^{3D}数值模拟软件研究工作面回采过程中巷道围岩应力、位移分布特征,得出切顶留巷随工作面推进的矿压显现规律。模拟设计工作面开挖500 m,采用分步开挖,每步开挖10 m,切缝角度为15°,切缝高度为8 m。滞后工作面100 m和160 m时巷道围岩应力、位移分布特征如图9、图10所示。

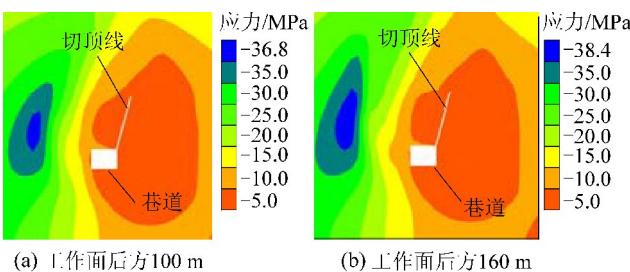


图9 工作面后方100 m及160 m垂直应力

Fig.9 Vertical stress behind working face

100 m and 160 m distances

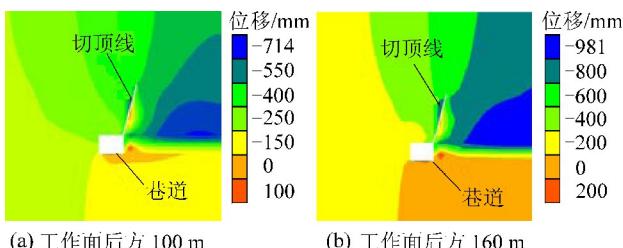


图10 工作面后方100 m及160 m垂直位移

Fig.10 Vertical displacement behind working face 100 m and 160 m distances

统计得到煤体侧最大集中应力及巷道累计下沉量随工作面推进的变化曲线,如图11所示。

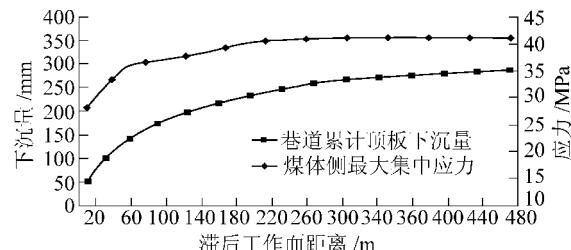


图11 随工作面推进巷道矿压显现规律

Fig.11 Strata behavior regularity of roadway with working face advancing

1) 工作面推过后,实体煤帮内部出现应力集中区,随着工作面不断推进,应力集中区逐渐向煤体深处转移。随着工作面推进,巷道顶板垂直位移逐渐增大,但增幅逐渐较小。

2) 在工作面后方0~60 m范围内,应力峰值随距工作面距离增加逐渐增大,且增幅较快;工作面后方60~200 m范围内,应力集中区距巷帮距离和应力峰值增幅开始减小,200~300 m逐渐趋于稳定,距工作面距离大于300 m后,应力值稳定。

3) 工作面后方0~100 m范围内,巷道顶板垂直位移明显增大,在100~380 m范围内,位移增大幅度减小,380~500 m范围位移变化基本稳定。

5 围岩控制技术

5.1 顶板运动对围岩控制要求

根据上述矿压观测结果,深部中厚煤层复合顶板条件下,切顶卸压沿空留巷顶板运动主要包含4个阶段。第1阶段为超前工作面40 m范围内的顶板运动初始阶段,受超前应力影响顶板开始运动并产生一定量的下沉;第2阶段为滞后工作面0~40 m的顶板剧烈运动阶段,采空区矸石垮落充填过程,基本顶岩梁断裂;第3阶段为滞后工作面40~440 m的顶板缓慢运动阶段,基本顶及上覆岩层缓慢沉降过程,采空区矸石被压实;第4阶段为滞后工作面距离大于440 m的顶板相对稳定阶段,围岩恢复到以高应力为主导的持续稳定变形。

围岩控制技术必须依据4个阶段的顶板运动及围岩变形特点进行分阶段设计,保证切缝爆破时顶板不产生离层下沉,超前支护降低顶板运动初始阶段的围岩变形量,顶板剧烈运动阶段采取最大支护

强度降低顶板垮落、断裂运动的冲击影响效果,顶板缓慢运动阶段降低巷道支护强度保证支护设备的循环利用,顶板相对稳定阶段对硐室交岔口及断层影响带加强支护和监测。

5.2 分段围岩控制技术

1)顶板运动初始阶段:为保证切缝爆破时的安全性及巷道稳定性,超前爆破进行恒阻锚索加强支护。为控制切顶留巷的整体变形量,从超前工作面40 m开始进行超前支护。超前支护可借鉴矿井原有支护形式,强度有所加强,一般主要采用单体棚支护形式。

2)顶板运动剧烈阶段:此阶段围岩变形明显,顶板下沉速率最大,巷道支护强度必须保证巷道顶板下沉量在可控范围内,实体煤侧顶板不出现断裂现象。顶板整体下沉量主要来源于2个方面:①恒阻锚索支护范围内的顶板离层及顶板破碎膨胀产生的弯曲下沉量;②恒阻锚索支护范围以上的上覆岩梁沉降产生的顶板旋转下沉量。加大顶板运动剧烈阶段的支护强度,一方面可以控制顶板离层,尽可能消除顶板弯曲下沉,另一方面能够降低顶板垮落及基本顶岩梁断裂产生的冲击影响,最大限度的控制顶板旋转下沉速率,保证采空区顶板及时垮落并充填完整,进而降低顶板岩梁的旋转下沉量。一般采取“液压抬棚支架+单体棚”的支护形式。

3)顶板缓慢运动阶段:围岩变形速率逐渐降低,当顶板下沉速率降低至1~2 mm/d时,先回撤液压抬棚支架作循环使用,若顶板无剧烈沉降现象,单体棚采用隔一撤一的方式逐渐回撤。

4)顶板相对稳定阶段:对巷道硐室交岔口、断层影响带、顶板破碎带及顶板下沉量大的区域继续留设部分单体棚支护顶板。

5)挡矸支护:挡矸支护对保证成巷效果具有重要作用,挡矸结构必须具备2个条件:①保证顶底板发生移近时具备可伸缩性;②复合顶板垮落矸石块度较小,高应力条件下表现为一定流动性,即挡矸结构具有一定的强度并保持整体性。将两根29U或36U型钢重叠对接,用2个卡兰固定,构建成为可伸缩性挡矸U型钢,初始间距500 mm,并用连接杆相互连接,保证足够的挡矸强度及整体性。

6 结 论

1)切顶卸压对超前集中应力影响的范围和强

度有明显降低减弱效果。实施切顶卸压后,巷道围岩变形超前工作面70 m,变形量降低60%以上,超前支护距离应不小于40 m。

2)深部中厚煤层巷道围岩呈现稳定时间长及持续变形两大特点,切顶留巷后巷道围岩变形处于可控范围内,巷道底鼓占顶底板移近量的50%,正帮切缝挡矸侧的移近量占两帮移近量的75%。滞后工作面0~40 m,顶板运动剧烈,下沉速率大于10 mm/d;滞后工作面距离大于440 m下沉速率小于1 mm/d,巷道围岩基本稳定。

3)深部中厚煤层复合顶板条件下,切顶卸压沿空留巷顶板运动主要包括顶板运动初始阶段、顶板剧烈运动阶段、顶板缓慢运动阶段及顶板相对稳定阶段。采用恒阻锚索及单体棚支护形式进行超前支护,采取“液压抬棚支架+单体棚”的支护形式对顶板剧烈运动阶段加强支护,顶板缓慢运动阶段回撤抬棚支架与单体,可伸缩性挡矸U型钢进行挡矸支护。当巷道处于硐室交岔口及断层影响带时,要加强巷道顶板支护强度。

4)通过现场工业性试验,成功实现了切顶留巷无煤柱开采技术在深部中厚煤层的应用,巷道围岩变形可控,成巷效果好。

参考文献(References):

- [1] HE Manchao, ZHU Guolong, GUO Zhibiao. Longwall mining “cutting cantilever beam theory” and 110 mining method in China: the third mining science innovation [J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2015(7):483~492.
- [2] 张国锋,何满潮,俞学平,等.白皎矿保护层沿空切顶成巷无煤柱开采技术研究 [J].采矿与安全工程学报, 2011, 28(4):511~516.
- [3] ZHANG Guofeng, HE Manchao, YU Xueping, et al. Research on the technique of no-pillar mining with gob-side entry formed by advanced roof caving in the protective seam in Baijiao Coal Mine [J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2011, 28(4):511~516.
- [4] 王巨光,王刚.切顶卸压沿空留巷技术探讨 [J].煤炭工程, 2012(1):24~26.
- [5] WANG Juguang, WANG Gang. Discussion on gateway retained along goaf technology with roof breaking and pressure releasing [J]. Coal Engineering, 2012(1):24~26.
- [6] 刘小强,张国锋.软弱破碎围岩切顶卸压沿空留巷技术 [J].煤炭科学技术, 2013, 41(S1):133~134.
- [7] LIU Xiaoqiang, ZHANG Guofeng. Technology of roof cutting pressure relief gob-side entry retaining in soft fractured stratum [J]. Coal Science and Technology, 2013, 41(S1):133~134.
- [8] 蔡洪林,尹贤坤,汤朝均,等.切顶卸压沿空留巷无煤柱开采技

术研究与应用[J].矿业安全与环保,2012,39(5):15-18.

CAI Honglin, YIN Xiankun, SHANG Chaojun, et al. Study and application on the technology of gob-side entry retaining formed by roof cut and pressure releasing[J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2012, 39(5): 15-18.

[6] 孙晓明,刘 鑫,梁广峰,等.薄煤层切顶卸压沿空留巷关键参数研究[J].岩石力学与工程学报,2014,33(7):1449-1456.

SUN Xiaoming, LIU Xin, LIANG Guangfeng, et al. Key parameters of gob-side entry retaining formed by roof cut and pressure releasing in thin coal seams[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(7): 1449-1456.

[7] 宋立兵.神东矿区切顶卸压成巷技术研究[J].煤炭科学技术,2016,44(8):80-85.

SONG Libing. Study on roof cutting pressure released and gateway driving technology in Shendong Mining Area[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(8): 80-85.

[8] 张国锋,许有青,葛鹏涛.唐山沟矿厚层砂岩顶板切缝沿空成巷试验研究[J].岩石力学与工程学报,2016,35(7):1397-1406.

ZHANG Guofeng, XU Youqing, GE Pengtao. Research on cut gob-side entry retaining in thin coal seam of Tangshangou Mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(7): 1397-1406.

[9] 谢和平,高 峰,鞠 杨,等.深部开采的定量界定与分析[J].煤炭学报,2015,40(1):1-10.

XIE Heping, GAO Feng, JU Yang, et al. Quantitative definition and investigation of deep mining[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(1): 1-10.

[10] 何满潮.深部的概念体系及工程评价指标[J].岩石力学与工程学报,2005,24(16):2854-2858.

HE Manchao. Conception system of deep and evaluation index for deep engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2854-2858.

[11] 谢和平,周宏伟,薛东杰,等.煤炭深部开采与极限开采深度的研究与思考[J].煤炭学报,2012,37(4):535-542.

XIE Heping, ZHOU Hongwei, XUE Dongjie, et al. Research and consideration on deep coal mining and critical mining depth[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(4): 535-542.

[12] 王 猛.煤矿深部开采巷道围岩变形破坏特征实验研究及其控制技术[D].阜新:辽宁工程技术大学,2010.

[13] 张 辉.超千米深井高应力巷道底鼓机理及锚固技术研究[D].北京:中国矿业大学(北京),2013.

[14] 宋润权,谢家鹏.切顶卸压技术在工作面及沿空巷道维护中的应用[J].煤炭科技,2012(3):52-54.

SONG Runquan, XIE Jiapeng. The application of cut roof and released pressure technology in working face and gob-side entry maintenance [J]. Coal Science & Technology Magazine, 2012 (3): 52-54.

[15] 何满潮,齐 干,程 騎,等.深部复合顶板煤巷变形破坏机制及耦合支护设计[J].岩石力学与工程学报,2007, 26(5):987-993.

HE Manchao, QI Gan, CHENG Pin, et al. Deformation and damage mechanisms and coupling support design in deep coal roadway [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(5): 987-993.

[16] 李为腾,王 琦,李术才,等.深部顶板夹煤层巷道围岩变形破坏机制及控制[J].煤炭学报,2014,39(1):47-56.

LI Weiteng, WANG Qi, LI Shucai, et al. Deformation and failure mechanism analysis and control of deep roadway with intercalated coal seam in roof [J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(1): 47-56.

[17] 费旭敏.我国沿空留巷支护技术现状及存在的问题探讨[J].中国科技信息,2008,21(7):48-49.

FEI Xumin. The status of support technology on gob-side entry retaining roadway and existing problem discussion [J]. China Science and Technology Information, 2008, 21(7): 48-49.

[18] 余伟健,王卫军,文国华,等.深井复合顶板煤巷变形机理及控制对策[J].岩土工程学报,2012,34(8):1501-1508.

YU Weijian, WANG Weijun, WEN Guohua, et al. Deformation mechanism and control technology of coal roadway under deep well and compound roof[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2012, 34(8): 1501-1508.

[19] 薛俊华,韩昌良.大采高沿空留巷围岩分位控制对策与矿压特征分析[J].采矿与安全工程学报,2012,29(4):466-473.

XUE Junhua, HAN Changliang. Strata behavior and control countermeasures for the gob-side entry retaining in the condition of large mining height [J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2012, 29(4): 466-473.

[20] 谢生荣,张广超,何尚森,等.深部大采高充填开采沿空留巷围岩控制机理及应用[J].煤炭学报,2014,39(12):2362-2368.

XIE Shengrong, ZHANG Guangchao, HE Shangsen, et al. Surrounding rock control mechanism and its application of gob-side retaining entry in deep backfilling with large mining height [J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(12): 2362-2368.

[21] 张登龙,华心祝.深部矿井Y型通风沿空留巷围岩控制技术[J].煤炭科学技术,2010,38(12):28-32.

ZHANG Denglong, HUA Xinzhu. Surrounding rock control technology of gateway driven a long goaf with Y type ventilation in deep mine [J]. Coal Science and Technology, 2010, 38(12): 28-32.

[22] 武精科,阚甲广,谢生荣,等.深井高应力软岩沿空留巷围岩破坏机制及控制[J].岩土力学,2017,38(3):793-800.

WU Jingke, KAN Jiaguang, XIE Shengrong, et al. Failure mechanisms and control of surrounding rock of deep gob-side entry retaining in soft rock strata under high stress [J]. Rock and Soil Mechanics, 2017, 38(3): 793-800.

[23] 张国锋,王二雨,许丽莹.煤矿高恒阻大变形锚索受力特性、规律及应用研究[J].岩石力学与工程学报,2016,35(10):2033-2043.

ZHANG Guofeng, WANG Eryu, XU Liying. Mechanical characteristics of high constant resistance and large deformation anchor

(下转第242页)

泥浆体分散性能的影响及机理[J].硅酸盐学报,2009,37(7):1153-1159.

RAN Qianping, MIAO Changwen, LIU Jiaping, et al. Influence and mechanism of side length of comb copolymer dispersant on dispersion performance of cement[J]. Journal of Silicate, 2009, 37(7): 1153-1159.

[9] 袁海晨,郭艳玲,张冉冉.APEG-g-LA的制备及作为水煤浆分散剂的应用[J].天津科技大学学报,2016,31(1):55-59.

YUAN Haichen, GUO Yanling, ZHANG Ranran. Preparation of APEG-g-LA and its application as CWS dispersant[J]. Journal of Tianjin University of Science and Technology, 2016, 31(1): 55-59.

[10] 李俊国.腐殖酸基水煤浆分散剂的合成、性能及其作用机理研究[D].西安:陕西科技大学,2014.

[11] 张光华,李元博,朱军峰,等.长侧链聚羧酸盐SSS/AA/MPEGAA的制备及其性能研究[J].功能材料,2015,46(10):10104-10109.

ZHANG Guanghua, LI Yuanbo, ZHU Junfeng, et al. Preparation and characterization of long side chain polycarboxylates SSS/AA/MPEGAA [J]. Functional Materials, 2015, 46 (10) : 10104 - 10109.

[12] 周明松,邱学青,杨东杰.木质素系和萘系分散剂在煤水界面的吸附性能[J].高等学校化学学报,2008,29(5):987-992.

ZHOU Mingsong, QIU Xueqing, YANG Dongjie. Adsorption properties of lignin and naphthalene dispersants at coal water interface [J]. Chemical Journal of Chinese Universities, 2008, 29(5):987 - 992.

[13] 周明松,杨东杰,邱学青.不同来源木质素磺酸钠对水煤浆流变特性的影响[J].高校化学工程学报,2007,21(3):386-391.

ZHOU Mingsong, YANG Dongjie, QIU Xueqing. Effect of sodium lignosulphonate from different sources on rheological properties of coal water[J]. Journal of Chemical Engineering of Chinese Universities, 2007, 21(3):386-391.

[14] 何杰.煤的表面结构与润湿性[J].选煤技术,2000(5):13-15.

HE Jie. Surface structure and wettability of coal[J]. Coal Preparation Technology, 2000(5):13-15.

[15] 赵方,张光华,朱军峰,等.淀粉水煤浆分散剂的制备及性能研究[J].煤炭学报,2012,37(2):456-461.

ZHAO Fang, ZHANG Guanghua, ZHU Junfeng, et al. Preparation of starch water-coal slurry dispersant and its properties[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(2):456-461.

[16] 李元博.长侧链聚羧酸盐在煤/水界面的吸附与流变性能的研究[D].西安:陕西科技大学,2015.

[17] ZHU Junfeng, ZHANG Guanghua, LI Junguo, et al. Synthesis adsorption and dispersion of a dispersant based on starch for coal-water slurry[J]. Colloids and Surface A: Physico-chemical and Engineering Aspects, 2013, 42(2):165-171.

[18] 朱军峰.梳型聚羧酸盐分散剂化学结构与水煤浆流变相关性及与煤作用机理研究[D].西安:陕西科技大学,2012.

[19] ZHU Guodian, OUYANG Xinping, JIANG Linfeng, et al. Effect of functional groups on hydrogenolysis of lignin model compounds [J]. Fuel Processing Technology, 2016, 154(12):132-138.

[20] QIN Yanlin, YANG Dongjie, GUO Wenyuan, et al. Investigation of grafted sulfonated alkali lignin polymer as dispersant in coal-water slurry[J]. Journal of Industrial and Engineering Chemistry, 2015, 27(7):192-200.

(上接第118页)

rope in coal mines[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(10):2033-2043.

[24] 郭鹏飞,张国锋,陶志刚.坚硬软弱复合顶板切顶卸压沿空留巷爆破技术[J].煤炭科学技术,2016,44(10):120-124.

GUO Pengfei, ZHANG Guofeng, TAO Zhigang. Blasting technology of gateway retaining along goaf pressure release by roof cutting in hard and weak complex roof[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(10):120-124.

2016,44(10):120-124.

[25] 何满潮,高玉兵,杨军,等.无煤柱自成巷聚能切缝技术及其对围岩应力演化的影响研究[J].岩石力学与工程学报,2017,36(2):1-12.

HE Manchao, GAO Yubing, YANG Jun, et al. The energy-gathered roof cutting technique in non-pillar mining and its impact on stress evolution of surrounding rocks [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(2):1-12.