

深井高应力巷道支护参数优化研究

吴 昕

(平顶山天安煤业股份有限公司 四矿 河南 平顶山 467093)

摘 要:为解决深部高应力巷道支护困难的问题,在分析深井多煤层联合开采过程中巷道受上部煤柱及采动影响特征的基础上,系统分析了高应力巷道矿压显现及支承压力分布规律。结果表明,锚杆支护系统应该保证围岩处于弹性或弹塑性范围内,且其变形特性必须适合围岩变形特性的要求。据此提出采用让压锚索和让压锚杆支护技术,工程实践表明:采用让压支护技术后巷道变形量减小50%左右,顶底板平均移近速度为4.32 mm/d,两帮平均移近速度为2.70 mm/d,有效控制了深部高应力巷道围岩变形。

关键词:深部矿井;矿压显现;高应力;支护参数优化

中图分类号:TD353

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2014)07-0014-04

Study on Support Parameters Optimization of High Stress Roadway in Deep Mine

WU Xin

(No. 4 Mine Pingdingshan Tian'an Coal Industry Company Limited Pingdingshan 467093, China)

Abstract: In order to solve support difficult problems of the high stress roadway in a deep mine, based on the analysis on the mine roadway features during the multi seam combined mining process affected by the top seam coal pillars and mining induced, the paper systematically analyzed the mine strata pressure behavior and the support pressure distribution law of the mine high stress roadway. The analysis results showed that the bolt support system should ensure the surrounding rock in an elastic and an elastic plastic scope and the deformation features of the support system should meet the requirements of the surrounding rock deformation features. Therefore, a yield anchor and yield bolt support technology was provided. The engineering practices showed that with the application of the yield support technology, the deformation value of the mine roadway was reduced about 50%, the average convergence rate between the roof and floor was 4.32 mm/d, the average convergence speed between the two sidewalls was 2.70 mm/d and the surrounding rock deformation of the high stress roadway in the deep mine was effectively controlled.

Key words: deep mine; mine strata pressure behavior; high stress; support parameters optimization

0 引 言

煤炭在我国能源结构中占据重要地位,且在今后较长时间内仍将作为主体能源被开发利用。据统计,在煤矿巷道中,70%~80%都受到采动影响,尤其在多煤层联合开采的矿井中,回采巷道受上下部煤层采动、巷道布置及煤柱留设等因素的影响,巷道出现顶板开裂下沉、围岩移近、底鼓等矿压现象,巷道变形非常剧烈,严重制约着矿井的安全高效生产^[1-3]。国内外学者对上部煤层开采引起的支承压力分布及动压巷道围岩稳定性等问题做了大量的研

究,取得了大量的理论成果。鲍永生^[4]在对煤层地质条件和顶板岩石软化性分析的基础上,应用FLAC^{2D}模拟软件对高应力碎胀巷道围岩的变形特征进行数值分析,通过对巷道支护参数进行优化设计,选取最佳支护方案,提高了巷道支护结构的整体承载能力;张鹏海等^[5]通过对比石人沟矿同一时期应力场与微震事件分布状态,揭示了应力集中与岩体稳定性的关系,建立应力场分析模型,提出了加强围岩稳定性的措施;何宗礼等^[6]采用相似模拟、数值模拟和理论分析的方法,通过松动圈测试确定巷道顶、底板及两帮的松动破坏范围,提出了深部高应

收稿日期:2014-05-15;责任编辑:杨正凯 DOI:10.13199/j.cnki.cst.2014.07.004

作者简介:吴昕(1969—),男,河南西峡人,高级工程师,现任平顶山天安煤业股份有限公司四矿矿长。

引用格式:吴昕.深井高应力巷道支护参数优化研究[J].煤炭科学技术,2014,42(7):14-17.

WU Xin. Study on Support Parameters Optimization of High Stress Roadway in Deep Mine[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(7): 14-17.

力破碎围岩巷道采用锚网索的支护措施,选用预应力协同支护技术,保证了巷道的有效支护;任重远^[7]针对口孜东矿北翼回风石门的变形情况,提出了“三锚”耦合支护技术,通过对巷道围岩浅深孔注浆及支护参数优化,提高了岩体的强度和稳定性,改善了围岩的整体支护效果,有效控制了围岩变形;王金华^[8]以同煤大唐塔山矿全煤巷道为例,采用数值模拟的方法研究全煤巷道围岩变形特征,分析锚杆、锚索与围岩的相互作用关系,采用高预应力、强力锚杆锚索联合支护设计,提供了有效的支护手段;李书民等^[9]以常村煤矿回风巷为例,用理论分析并辅以工程类比的方法,采用锚网索架工字钢棚联合支护,有效控制巷道变形,增强了巷道的稳定性。目前,虽然锚网索支护已成为煤矿巷道主要的支护形式^[10-12],但由于煤层群开采过程中巷道受力有所不同,使得巷道围岩的稳定性特征及控制方法等缺乏系统的深入研究,尤其是上部煤层遗留煤柱上的支承压力及其在底板岩层内的传递规律,是目前煤层群联合开采时巷道合理布置和支护设计的关键技术。基于此,笔者开展深部高应力巷道矿压显现规律研究,并在此基础上对巷道支护参数进行优化,以期达到保证深井高应力巷道稳定性的目的。

1 工作面概况

平煤四矿己₁₅-23130 工作面位于二水平己三采区东翼中下部,南部与己₁₅-23110 工作面(已回采)相邻,北部为实体煤,西为三水平主斜井、己三东专用回风巷、己三轨道下山、己三运输下山、己三西专用回风下山,东为二、四矿井田边界。该工作面标高-498~-540 m,埋深为 743~965 m。该工作面设计可采走向长 2 010 m,倾斜长 170 m,己₁₅煤层为块状、亮煤,煤层厚 1.1~2.0 m,平均 1.3 m,直接顶为厚 3.5 m 的粉砂质泥岩,直接底为厚 3.5~12.0 m 的粉砂质泥岩,平均厚度 8.5 m,平均煤层倾角 8.8°。己₁₅-23130 回风巷与原己₁₅-23110 运输巷中对中距离为 10 m,与上区段采空区之间的净煤柱为 5 m 左右,己₁₅-23130 回风巷与己₁₅-23110 运输巷均沿己₁₅煤层顶板掘进,巷道宽度均为 5 m,中部净高度均为 3 m。

2 工作面回风巷支护概况

2.1 支护系统现状

己₁₅-23130 回风巷为梯形断面,断面尺寸为

5.0 m×3.0 m,采用锚网索带联合支护。巷道顶板和两帮均采用 $\phi 22$ mm×2 400 mm 的左旋高强树脂锚杆,顶锚杆间排距 800 mm×900 mm,两帮锚杆间排距为 900 mm×900 mm。顶板选用 $\phi 17.8$ mm×6 500 mm 的鸟巢式锚索,锚索间排距为 1 400 mm×900 mm,采用五花布置。通过对己₁₅-23130 工作面回风巷支护现状进行观测,发现原支护系统有以下特点:①己₁₅-23130 回风巷掘进过己组煤保护煤柱 10 m 后,掘进施工时顶板出现离层现象,用锚杆钻机打孔后拔钻困难,安装锚杆时锚杆无法穿入,造成施工困难,影响工程进度,巷道的整体稳定性较差。②巷道变形量较大,但锚杆受力不明显,锚杆随围岩变形出现整体移动现象。③巷道受水平应力影响,掘进工作面煤层顶板砂质泥岩出现纵向裂隙,围岩节理裂隙发育,较为破碎。

针对巷道变形特点,采取以下支护原则:①深入分析巷道层位关系,考虑采动及煤柱等因素对巷道的的影响。②设计合理的支护强度,采用主动支护,保证锚杆、锚索具有较强的锚固力。

2.2 巷道布置情况及应力影响分析

己₁₅-23130 回风巷掘进过己组煤保护煤柱 10 m 后,巷道顶板深部出现破裂声、顶板浅部出现离层、围岩破碎、锚网施工困难,己₁₅-23130 回风巷现掘进位置处于上部丁组煤下山保护煤柱附近的三角煤柱区域,巷道出现顶板离层且无法施工锚杆的位置与丁戊组煤下山保护煤柱的平距为 35 m,与上部丁组煤丁_{5,6}-17130 运输巷平距仅 6 m,正处于丁九采区与丁七采区三角煤柱区的下边缘,形成应力集中区,作用于煤柱上的支承压力呈三角形分布,应力集中系数为 5.0 左右。由此可知,向下部岩层传递的应力主要取决于煤柱载荷、下部巷道与上部煤柱的垂直距离及下部巷道与煤柱边缘的水平距离。己₁₅-23130 回风巷与戊₈煤层间距为 175 m 左右,与丁组煤的间距为 235 m 左右,由于上部丁组煤煤柱两侧已回采完毕,且煤柱平均宽度为 120 m 左右,传递到下部岩层中的应力以煤柱中间处较小,靠近煤柱边缘处会出现 2 个峰值,最大传递深度约为 2.0 倍煤柱宽度^[7]。由此可知,己₁₅-23130 回风巷外段会受上部丁组煤三角煤柱区域的应力影响。

由于相邻区段己₁₅-23110 工作面比己₁₅-23130 工作面提前 5 个月回采结束,己₁₅-23130 回风巷恰好施工至己₁₅-23110 工作面终采线以里,同时还受到本煤层相邻工作面侧向支承压力的影响。

己₁₅-23130 回风巷揭露多条隐伏断层,受断层带应力异常及顶板错动影响,顶板围岩不稳定,较为破碎,造成支护困难。己₁₅煤层顶板以上 1.3~2.2 m 存在 1 层 0.2 m 左右的煤线,容易出现离层现象,掘进时也会对巷道支护产生影响。

3 工作面回风巷支护优化方案

3.1 数值模拟分析

采用有限元数值模拟得到己₁₅-23130 回风巷围岩应力-变形特性曲线,如图 1 所示,由图 1 可知,巷道围岩分为 3 个区域:①围岩弹性变形区(A区):围岩基本处于弹性变形阶段,围岩保持完好,围岩变形小,在该区域内增加支护强度不能明显改善围岩变形。②围岩弹塑性区(B区),围岩基本处于弹塑性变形阶段,围岩基本保持稳定,弹塑性变形区没有超过锚杆的支护范围,锚杆系统仍然起到支护作用。在此区域内,支护强度的微小变化将引起巷道变形的剧烈增加。③围岩破坏区(C区),围岩破坏,支护系统承受破碎岩石的静载荷,随着破坏区域的增加,载荷增加。对锚杆支护,如果锚杆系统的支护范围小于破坏范围,则锚杆系统受力将变为 0,彻底失去支护作用,锚杆支护系统和围岩同时移动。锚杆支护系统应该适应围岩应力和变形的特性,一方面锚杆支护系统应该保证围岩处于弹性或弹塑性范围内;另一方面锚杆支护系统的变形特性必须适合围岩变形特性的要求。

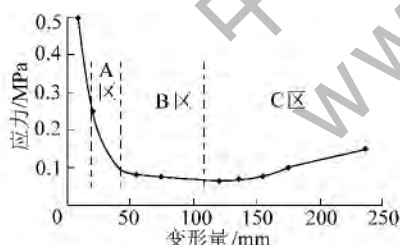


图1 围岩应力和变形特性曲线

3.2 支护参数的确定

针对原支护系统存在的问题进行分析,首先应该解决锚杆支护系统如何发挥其支护能力,实现真正支护顶板的问题,使支护系统能共同、有效、均匀地支护围岩。在保证围岩稳定的条件下,允许支护体在达到其屈服极限前有一定的让均压性能,从而让掉不必要的变形载荷,以保护锚杆不被破坏,另外,锚杆支护系统必须起到及时主动的支护作用。选用直径为 22 mm 的 Q500 高强锚杆杆体,最小屈服强度为 1.9 MPa,最小抗拉强度 2.4 MPa;选用

150 mm×150 mm×10 mm 的高强球型托盘,承载力大于 26 kN;选用宽 275 mm、长 2 750 mm 的 W 钢带,采用焊接金属网。顶板选用 $\phi 22$ mm×7 500 mm 的让压锚索,锚索的安装载荷为 80~100 kN,采用 300 mm×300 mm×12 mm 的高强球型托盘,托盘的强度大于 360 kN。

针对己₁₅-23130 回风巷的应力显现情况,采取有效措施加强锚杆的预紧力,提高锚固力。顶板采用 $\phi 22$ mm×2 600 mm 的高强预应力让压锚杆,间排距 800 mm×900 mm,两帮采用 $\phi 22$ mm×2 400 mm 的锚杆,间排距为 800 mm×900 mm。锚索采用间隔布置,同时在巷道下帮中部沿走向设置 1 排 $\phi 19$ mm×5 000 mm 的树脂锚索,并且使用 U 型锚梁分别将 2 根锚索联锁,提高锚索的整体补强效果及抗侧压能力。必要时可采取 U 型钢拱形棚联合支护或围岩注浆加固措施,提高围岩的整体强度,控制围岩变形,以充分发挥锚网索带联合支护的整体作用,取得良好的巷道支护效果,巷道支护断面如图 2 所示。

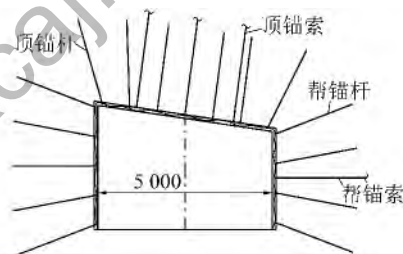


图2 优化设计支护断面示意

4 工作面回风巷支护方案优化效果分析

己₁₅-23130 回风巷实施巷道整体围岩支护设计优化后,对巷道围岩变形进行了监测,主要观测巷道两帮及顶底板移近量,己₁₅-23130 回风巷变形情况如图 3 所示。观测结果表明,采用优化设计后,试验段煤巷两帮 50 d 最大移近量 135 mm,顶底板最大移近量 216 mm。煤巷两帮平均移近速度为 2.70 mm/d,顶底板平均移近速度为 4.32 mm/d,且巷道围岩变形速率明显降低,并在较短时间内趋于收敛。由此可见,采用高强度预应力可让压锚杆,保证了锚

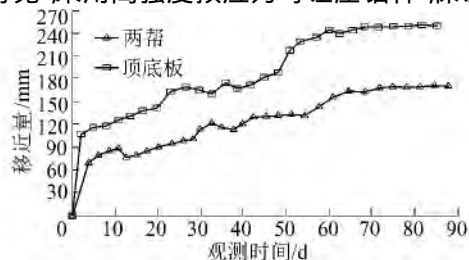


图3 己₁₅-23130 回风巷变形曲线

杆工况点在弹性范围之内,从而与围岩的应力变形曲线相匹配,提高了支护的有效性和安全系数。通过与辅助支护系统(锚索、方格网、W 钢带)的有效配合使用,实现了高应力巷道的耦合让均压支护,巷道变形情况趋于稳定,获得了良好的支护效果。

5 结 语

在对深部回采巷道受采动及上覆遗留煤柱双重影响下应力显现分析的基础上,得出了支承压力及其在底板岩层内的传递规律。研究表明煤层联合开采矿井中,在巷道层位一定的情况下,应力集中主要取决于煤柱载荷及下部巷道与煤柱边缘的水平距离,确定合理的巷道位置是设计的关键。在高应力巷道中采用耦合让均压技术对支护系统进行优化设计,在保证围岩稳定的前提下,采用高安装应力、高强度锚杆配合预应力锚索对高应力巷道进行支护,能够对围岩提供较高的支护阻力,并使支护系统的变形特性适合围岩变形特性的要求,从而控制围岩早期变形的离层,实现用较小的支护强度取得较好的支护效果。

参考文献:

- [1] 陈炎光,陆士良.中国煤矿巷道围岩控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,1994.

(上接第 13 页)

施工工艺、L 型钻孔地面预注浆施工工艺、顶驱钻机、无线随钻测斜仪、适应垂直钻孔和水平钻孔新型止浆塞以及泥浆固控系统等。该技术的突破,可在明显减少地面预注浆孔数的基础上,大幅提高单孔注浆范围和注浆效果,确保深井巷道围岩的稳定性,将对我国建井技术的进步起到积极推动作用。

参考文献:

- [1] 邹光华,张凤岩,宋彦波.巷道过含水断层破碎带的注浆加固技术[J].煤炭科学技术,2010,38(6):50-53.
[2] 程 桦,蔡海兵,荣传新,等.深立井连接硐室群围岩稳定性分析及支护对策[J].煤炭学报,2011,36(2):261-266.
[3] 董健涛,何桂良,张光振.深部软岩井筒马头门破坏修复治理技术研究[J].煤炭工程,2009(2):25-27.
[4] 王展平,高学东,陈 斌,等.注浆法在处理断层带大冒顶区施工中的应用[J].煤炭科学技术,2008,36(6):38-40.
[5] 刘泉声,刘学伟,黄 兴,等.深井软岩破碎巷道底臌原因及处置技术研究[J].煤炭学报,2013,38(4):566-571.
[6] 李为腾,王 琦,李术才,等.深部顶板夹煤层巷道围岩变形破

- [2] 何满潮.中国煤矿锚杆支护理论与实践[M].北京:科学出版社,2004.
[3] 钱鸣高,石平五.矿山压力与岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2003.
[4] 鲍永生.高应力碎胀顶板巷道锚杆支护技术[J].煤炭科学技术,2012,40(12):24-26.
[5] 张鹏海,杨天鸿,郑 超,等.基于采动应力场与微震活动性的岩体稳定性分析[J].煤炭学报,2013,38(2):183-188.
[6] 何宗礼,陈高君.煤矿深部巷道预应力协同支护技术研究[J].煤炭科学技术,2013,41(3):35-38.
[7] 任重远.深部高应力软岩巷道“三锚”耦合支护技术[J].煤炭科学技术,2013,41(10):30-33,37.
[8] 王金华.全煤巷道锚杆锚索联合支护机理与效果分析[J].煤炭学报,2012,37(1):1-7.
[9] 李书民,孙小岩,白杨杨.深部回采巷道锚网索联合支护技术实践[J].煤炭科学技术,2012,40(1):38-41.
[10] 余伟健,高 谦.高应力巷道围岩综合控制技术及应用研究[J].煤炭科学技术,2010,38(2):1-5.
[11] 张 农,高明仕.煤巷高强预应力锚杆支护技术与应用[J].中国矿业大学学报,2004,33(5):524-527.
[12] 吴 强,张东健.高应力动压巷道高强锚索支护技术[J].煤矿安全,2011,42(4):54-57.
[13] 王金华.我国煤巷锚杆支护技术的新发展[J].煤炭学报,2007,32(2):113-118.
[14] 康红普,王金华,林 健.高预应力强力支护系统及其在深部巷道中的应用[J].煤炭学报,2007,32(12):1233-1238.
[15] 袁 亮,薛俊华,刘泉声,等.煤矿深部岩巷围岩控制理论与支护技术[J].煤炭学报,2011,36(4):535-543.

坏机制及控制[J].煤炭学报,2014,39(1):47-56.

- [7] 李泉新.煤层底板超前预注浆加固定向钻孔钻进技术[J].煤炭科学技术,2014,42(1):138-142.
[8] 韩玉明.综放工作面回风巷超前预注浆加固技术[J].煤炭科学技术,2013,41(8):42-45,67.
[9] 王从平.千米立井地面预注浆堵水及马头门加固技术[J].建井技术,2011,36(4):4-6.
[10] 陈振国,王志晓,宋雪飞.我国西北矿区井筒地面预注浆施工技术研究[J].煤炭科学技术,2013,41(2):34-37.
[11] 安许良,果 鸽,李生生,等.我国煤矿井筒地面预注浆关键装备发展现状[J].安徽理工大学学报:自然科学版,2012,32(S0):11-14.
[12] 周兴旺.我国特殊凿井技术的发展与展望[J].煤炭科学技术,2007,38(10):10-17.
[13] 肖 炜.JDT-6 型陀螺测斜定向仪在淮南顾桥副井地面预注浆工程中的应用[C]//全国矿山建设学术会议论文集.徐州:中国矿业大学出版社,2004:634-636.
[14] 霍利杰.定向钻进技术在煤矿立井“S”型注浆钻孔中的应用[J].西部探矿工程,2009(2):102-104.
[15] 安许良,袁 辉,高岗荣.我国煤矿注浆用止浆塞综述[C]//2009 年全国矿山建设学术会议文集.合肥:合肥工业大学出版社,2009:13-17.