

应力异常区软弱顶板巷道全锚索支护技术

张成军¹, 吴拥政², 褚晓威²

(1. 潞安新疆煤化工(集团)有限公司, 新疆 哈密 839003; 2. 天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013)

摘要: 分析了煤矿锚索在使用中存在的问题, 基于高预应力强力支护理论, 在应力异常区、顶板软弱、矿压显现剧烈的巷道全断面采用高预应力短锚索支护技术。通过数值模拟对比, 得出全锚索支护的预应力大小及作用效果均远优于普通锚杆、锚索支护, 并能改善掘进面超前围岩受力状态。在潞新二矿W4203运输巷进行了全锚索支护试验, 巷道顶板下沉量与原支护相比减小90%以上, 变形得到控制, 有效解决了巷道掘进过程中炸帮及大变形等技术问题, 锚索间排距增大到1 200 mm×1 400 mm, 大幅提高了巷道掘进效率。

关键词: 应力异常; 软弱顶板; 高预应力; 全锚索支护

中图分类号: TD353.6 文献标志码: A 文章编号: 0253-2336(2012)06-0008-04

Full Anchor Support Technology of Mine Roadway with Soft Roof in Stress Abnormal Zone

ZHANG Cheng-jun¹, WU Yong-zheng², CHU Xiao-wei²

(1. Lu'an Xinjiang Coal and Chemical Group Corporation Ltd., Hami 839003, China;

2. Mining and Design Department, Tiandi Science and Technology Company Ltd., Beijing 100013, China)

Abstract: In order to analyze the problems existed in the application of the mine anchor, based on a high pre-stressed power support theory, a high pre-stressed short anchor support technology was applied to the full cross section of the mine roadway with soft roof and serious mine pressure behaviors in abnormal zone. In comparison with the numerical simulation, the pre-stress and function effect of the anchor support obtained was better than the conventional bolt and the anchor support and the stressed status of the pilot surrounding rock in the mine roadway heading face could be improved. A full anchor support trial was conducted in No. W4203 Mine Transportation Roadway of Luxin No. 2 Mine. The roof subsidence value of the mine roadway was reduced over 90% than the previous support in comparison. The deformation of the mine roadway was controlled. The sidewall over blasted, deformation and other technical problems were effectively solved in the mine roadway heading process. The space and row spacing between the anchors were increased to 1 200 mm×1 400 mm and the heading efficient rate of the mine roadway was highly improved.

Key words: abnormal stress; soft roof; high pre-stressed; full anchor support

煤矿巷道经历了木棚、砌碹、工钢棚、可缩型支架到锚杆支护等主要发展历程, 而锚杆支护又经历了从低强度、高强度, 到高预应力、强力支护的发展过程。从锚杆支护形式分, 有单体锚杆、锚网支护、锚梁(带)支护、锚梁(带)网支护、锚梁(带)网锚索支护及锚杆(索)桁架支护等^[1]。现在锚杆支护形式已成为巷道的主导支护形式。随着预应力锚索加固技术的引进, 小孔径锚索在煤矿

的应用越来越多, 由最初应用于破碎顶板巷道、复合顶板巷道, 到高地应力和受采动影响的巷道, 再到放顶煤开采的煤层顶板巷道以及大断面巷道和交叉点, 逐渐发展到现在的几乎所有巷道均锚杆、锚索支护配合使用, 显著拓宽了锚杆支护的使用范围^[2-3]。但目前现场对锚索的使用有2个主要误区: ①锚索越长越好, 且必须锚固到坚硬顶板上; ②与锚杆配合使用只能起悬吊作用, 锚索打设越多

收稿日期: 2012-01-11; 责任编辑: 曾康生

作者简介: 张成军(1970—), 男, 山东梁山人, 工程师。Tel: 0902-6182940

网络出版时间: 2012-06-15 10:27:00; 网络出版地址: http://www.cnki.net/kcms/detail/11.2402.TD.20120615.1027.201206.8_003.html

引用格式: 张成军, 吴拥政, 褚晓威. 应力异常区软弱顶板巷道全锚索支护技术 [J]. 煤炭科学技术, 2012, 40 (6): 8-11.

越安全。随着开采条件的不断变化，巷道支护的难度也越来越大，高强度、大延伸率的强力锚索正逐渐成为重要的支护手段。目前煤矿使用的锚索材料主要存在问题：①直径小、三径匹配差；②强度低、破断载荷低、施加预应力水平低；③延伸率低，不适应大变形；④组合构件匹配性差，预应力扩散效果差。国内已有部分矿区进行了顶板全锚索支护的试验，取得了一定的效果，但采用长短锚索结合，支护密度过大，掘进效率低^[4-6]。康红普等^[7]在潞安集团漳村强烈动压影响巷道采用了全锚索支护，并实现了树脂与水泥浆结合的全长锚固，取得了非常好的效果。潞新二矿W4203工作面靠近断层地带，地应力异常，顶底板强度低，矿压显现强烈。工作面运输巷原支护采用锚杆、锚索支护，顶板锚杆为直径20 mm的螺纹钢锚杆、帮锚杆为直径16 mm的圆钢锚杆，锚索直径15.24 mm，锚杆间排距750 mm×800 mm，锚索间排距2 000 mm×1 600 mm。使用的锚杆、锚索材料强度较低，预应力很小，初始支护的强度与刚度非常小，不能在支护初期有效控制围岩的完整，不能满足支护的要求，掘进期间即出现顶板下沉开裂，压力显现剧烈，并套架工钢棚与单体支柱进行维护，仍不能保证巷道的安全。因此，对此条件下的支护技术进行研究，以实现矿井的安全高效掘进。

1 高预应力强力支护理论及数值模拟

1.1 高预应力强力支护理论

针对此类复杂困难巷道，拟采用高预应力强力支护理论，以期取得好的效果。强力一次支护理论的实质是大幅提高支护系统的初期支护刚度与强度，有效控制围岩变形，保持围岩的完整性。采用高预应力强力支护，一次支护就能满足生产要求，避免二次支护和巷道维修^[8]。实现复杂困难巷道一次支护应满足以下条件：①支护系统应有足够的初期支护强度与刚度，有效控制离层、滑动、裂隙张开及新裂纹产生等不连续变形，保持围岩的完整性。②支护系统应具有足够的延伸率，允许巷道围岩有一定的连续变形和整体位移。③支护系统应有可操作性。提供的支护设计在井下应能比较方便的操作，有利于井下施工管理和掘进速度的提高。

在高预应力强力支护理论中，锚索的作用主要有2方面：①将锚杆支护形成的预应力承载结构与

深部围岩相连，提高预应力承载结构的稳定性，同时充分调动深部围岩的承载能力，使更大范围内的岩体共同承载；②锚索可以施加较大的预紧力，给围岩提供压应力，与锚杆形成的压应力区组合成骨架网状结构，主动支护围岩，保持其完整性^[11]。在锚杆支护不能满足支护要求时，可以充分利用锚索强度大、可施加较大预紧力、延伸率高等优势，采取全锚索支护的方式。

1.2 不同支护方式数值模拟

以试验巷道实际条件建立数值模型，利用零应力场研究不同支护方式预应力的大小及其扩散范围^[9-10]，对比不同支护方式的主动支护效果。①支护方式Ⅰ：普通锚杆、锚索支护，锚杆为φ20 mm螺纹钢锚杆、长度2 400 mm，间排距为800 mm×800 mm，预紧力20 kN，锚索直径15.24 mm，长7 300 mm，间排距为2 000 mm×1 600 mm，预紧力80 kN。②支护方式Ⅱ：全锚索支护，锚索材料为φ22 mm钢绞线，长度4 300 mm，间排距1 200 mm×1 400 mm，预紧力250 kN（图1）。

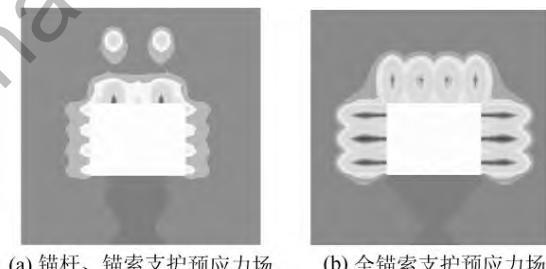


图1 不同支护方式预应力场

从图1看出，在支护断面内全锚索支护不仅扩大了预应力的扩散范围，且在锚固范围内预应力的值远大于普通锚杆、锚索支护；在超前掘进面范围内，预应力扩散范围及大小也远大于普通支护，这更好地改善了围岩应力分布状态，降低强矿压显现的频次及剧烈程度，保证掘进安全^[11]。根据以上的理论及数值模拟分析，研究决定采用全锚索强力支护方法进行支护，使用的锚索为高强度、大吨位、大延伸率的新型锚索，能施加较大的预应力，并采用相配套的组合构件扩散预应力，能最大限度地发挥预应力的作用，从而实现强力一次支护。

2 全锚索支护井下试验

2.1 试验点地质条件

试验点选在潞新二矿W4203运输巷，沿4号

煤层顶板掘进，巷道总长 1 339.4 m，东面与运输下山相接，西部与 F₂ 逆断层相邻，埋深约 336 m。全锚索支护试验段为靠近工作面切眼段，即距离工作面 F₂ 逆断层最近的一段。巷道布置如图 2 所示。

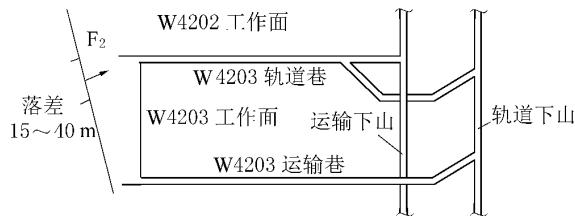


图 2 试验巷道平面布置

W4203 工作面主采 4 号煤层，平均厚度为 7.2 m，倾角 5~9°，整个工作面煤层在走向及倾向上总体起伏不大，赋存较稳定。由于靠近断层区域，应力异常，工作面矿压显现剧烈，掘进过程中经常出现炸帮、煤炮等现象。

根据地应力测试结果，由于受断层裂隙和破碎带的影响，W4203 测点应力水平得到一定释放，其最大水平应力比其他测点有一定幅度减小，最大水平主应力 $\sigma_h = 5.47 \text{ MPa}$ ，最小水平主应力 $\sigma_h = 3.00 \text{ MPa}$ ，垂直主应力 $\sigma_v = 6.96 \text{ MPa}$ 。

潞新二矿 4 个测点平均抗压强度：顶煤 12.1 MPa，泥岩 13.2 MPa，砂质泥岩 16.7 MPa，粗粒砂岩 44.7 MPa，细砂岩 62.3 MPa，粉砂岩 39.5 MPa，砂砾岩 44.8 MPa。不同岩层抗压强度差别较大，巷道顶板岩层整体抗压强度不大。顶板以上 4 m 范围内的泥岩平均抗压强度为 11.6 MPa。钻孔窥视顶煤以上岩体不同程度的存在环向、纵向裂隙和破碎带，节理较为发育，顶板稳定性相对较差；两帮煤体裂隙分布较多，破碎带普遍存在，煤体强度相对较低。综合地质力学测试结果，可以看出试验点最明显的地质特征为应力得到释放，较异常，顶板岩层强度较低，裂隙发育。

2.2 支护设计

锚索索体为 1×19 结构的 φ22 mm 高强度低松弛钢绞线，延伸率 7%，顶板锚索长度 4 300 mm、帮锚索长度 3 300 mm。锚索钻孔直径 28 mm，采用 1 支 K2335 和 2 支 Z2360 树脂锚固剂锚固，锚索托板为 300 mm×300 mm×16 mm 高强度可调心托板，采用钢筋网（规格为 φ6.5 mm，网孔 100 mm×100 mm）护帮护顶。锚索排距 1.4 m，顶板每排 4 根锚索，两帮每排 3 根锚索，间距均为 1.2 m，全部

垂直煤岩面打设。设计锚索预紧力 200~250 kN。巷道断面全锚索支护布置如图 3 所示。

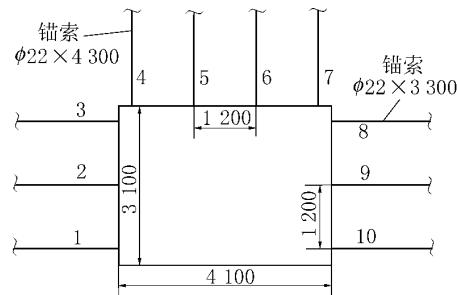
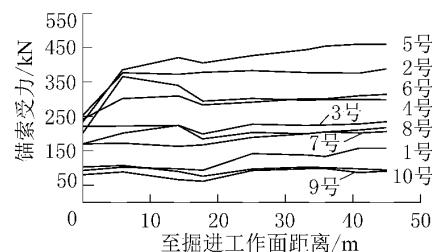


图 3 全断面锚索支护布置

2.3 试验效果与监测分析

1) 锚索受力监测。全锚索施工 30 m 后，安设了 1 排锚索测力计，图 3 中 1—3 号、8—10 号为帮锚索，4—7 号为顶锚索。对 1 排锚索受力进行了监测，监测结果如图 4 所示（最后 2 组结果为切眼位置前移，距离测站为 17 m，并掘进 5 和 9 m 后监测的结果）。受多种因素影响，帮锚索的初始预紧力相对较小，平均为 140 kN，顶锚索的初始预紧力平均为 225 kN。顶锚索受力普遍大于帮锚索。其中，顶锚索受力平均为 330 kN，最大为 482 kN，帮锚索受力平均为 184 kN，最大为 404 kN。可见，对于这种应力异常软弱围岩、强矿压显现巷道，应采用全断面锚索。如果仅顶板采用全锚索，两帮仍然是普通锚杆支护，则不能有效控制两帮位移，导致两帮收敛、底鼓严重，显著影响顶板及整个巷道的支护效果。如果全断面采用普通锚杆支护，即使将支护密度增大 1 倍，锚杆受力会增大或拉断或锚固失效，更不能有效控制巷道变形。



1—10 号为锚索编号

图 4 锚索受力监测情况

从锚索受力变化趋势看出，锚索施加较高的预紧力后，锚索受力在距离工作面 10 m 内变化较大，随后趋于稳定，在受切眼掘进影响后，受力又有小幅度增长。这说明高预应力、强力锚索有效控制了

锚固区内围岩离层、滑动、裂隙张开及新裂纹的产生等扩容变形，保证了锚固区的强度和完整性。反过来，锚固区围岩几乎不发生离层、完整性好又保证了锚索锚固力不降低，锚索受力变化不大。否则，如果锚索预应力低、强度小，不能有效控制围岩初期的离层、滑动等扩容变形，将会使锚索安装后受力急剧增加，导致锚索成为受力的主体，到一定程度，锚索就会破坏，失去支护能力。因此，锚索预应力有一临界值，支护系统存在临界刚度，达到临界值后，围岩才能保持长期稳定。本次试验中，锚索预紧力设计为200~250 kN比较合理。

2) 表面位移监测。巷道表面位移观测曲线如图5所示。巷道两帮最大位移为87 mm；顶板下沉量最大为19 mm；顶板离层仪显示，顶板总离层值为12 mm。巷道掘进2 d内，变形速度较快，随后趋于稳定，在开切眼开始掘进后有小幅增加。总体上巷道位移较小，顶板移近量与原支护相比降低90%以上，顶板离层很小。巷道围岩完整、稳定，没有出现明显的破坏，支护效果良好，与原支护效果比较如图6所示，可以看出全锚索强力支护系统使得巷道的支护状况有了质的改变。

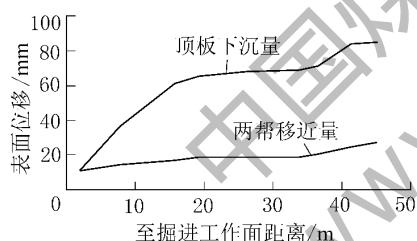


图5 巷道表面位移观测

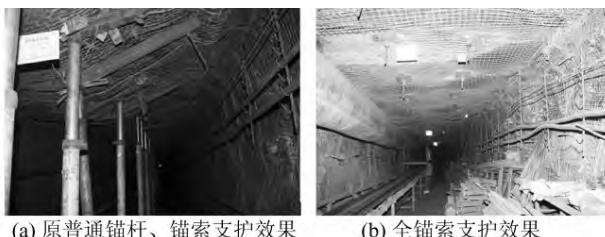


图6 支护方式改变前后支护效果对比

3 结 论

1) 复杂困难巷道应采用高预应力、强力支护，可提高支护系统的初期支护刚度与强度，有效控制围岩扩容变形，保持围岩完整性，尽量一次支护就能满足生产要求，避免二次支护和巷道维修。

2) 针对应力异常、软弱围岩大变形巷道，高预应力、短强力锚索是比较有效的支护方式。预应力是影响锚索支护效果的关键因素。锚索预应力有一临界值，支护系统存在临界刚度，达到临界值后，能够最大程度地保持锚固区围岩稳定，而且锚索受力趋于稳定。

3) 高预应力的扩散是此研究的关键技术，因此组合构件在支护系统中起重要作用，关系到预应力的扩散效果及初始支护刚度，拱形调心大托板及钢筋网是匹配强力锚索的有效构件，它们一起组成全断面高预应力、强力锚索支护系统。

4) 潞新二矿W4203运输巷是处于断层影响下的矿压显现剧烈的软弱顶板巷道。采用全断面高预应力强力锚索支护技术，顶板下沉量比原支护降低90%，顶板离层很小，变形得到控制，有效解决了掘进过程中炸帮及大变形等难题，锚索间排距放大到1 200 mm×1 400 mm，大幅提高掘进效率。

参考文献：

- [1] 康红普,王金华.煤巷锚杆支护理论与成套技术 [M].北京:煤炭工业出版社,2007.
- [2] 吴志祥,赵英利,梁建军,等.预应力注浆锚索技术在加固大巷中的应用 [J].煤炭科学技术,2001,29(8):10~12.
- [3] 康红普,林健,张冰川.小孔径预应力锚索加固困难巷道的研究与实践 [J].岩石力学与工程学报,2003,22(3):387~390.
- [4] 赵岩峰,刘福军.极松散煤层全煤巷道顶板全锚索支护技术的应用 [J].煤炭科学技术,2002,30(11):33~36.
- [5] 戴志国,李修玉.松散厚煤层综放巷道预应力全锚索支护技术 [J].矿业安全与环保,2005,32(2):51~54.
- [6] 樊永东.高地应力下大断面煤巷全锚索支护 [J].煤炭技术,2005,24(9):69~70.
- [7] 康红普,林健,吴拥政.全断面高预应力强力锚索支护技术及其在动压巷道中的应用 [J].煤炭学报,2009,34(9):1153~1159.
- [8] 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.
- [9] 康红普,姜铁明,高富强.预应力在锚杆支护中的作用 [J].煤炭学报,2007,32(7):673~678.
- [10] 王金华,康红普,高富强.锚索支护传力机制与应力分布的数值模拟 [J].煤炭学报,2008,33(1):1~6.
- [11] 康红普,王金华,高富强.掘进工作面围岩应力分布特征及其与支护的关系 [J].煤炭学报,2009,34(12):1585~1593.