

弱胶结软岩巷道锚网索耦合支护技术研究

王渭明¹, 高鑫¹, 景继东², 刘成良³, 周继华³

(1. 山东科技大学 土木建筑学院, 山东 青岛 266590; 2. 新汶矿业集团(伊犁)能源开发有限责任公司, 新疆 伊犁 835000;

3. 新汶矿业集团(伊犁)能源开发有限责任公司 伊犁一矿, 新疆 伊犁 835300)

摘要:为解决弱胶结软岩巷道支护困难的问题,以伊犁一矿弱胶结软岩巷道为研究对象,结合煤岩物理力学性质及原岩应力测试结果,在分析巷道围岩变形破坏原因的基础上,通过优化支护参数提出了锚网索耦合支护方案。在利用数值模拟验证新支护方案可靠性的基础上,通过现场观测分析总结了采用新支护方案后巷道围岩变形有巷道开挖影响、变形限制、稳定变形3个阶段。结果表明:顶底板移近量平均为50 mm,两帮移近量平均为23 mm,变形稳定时间缩短为15 d;锚网索耦合支护能有效控制巷道围岩变形,改善围岩应力状态,充分利用深部围岩的自承载力。

关键词:弱胶结软岩;锚网索支护;围岩稳定性;矿山压力

中图分类号:TD353

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2014)01-0023-04

Study on Roof Bolting with Anchor and Wire Mesh Coupling Support Technology in Weakly Consolidated Soft Rock Roadway

WANG Wei-ming¹, GAO Xin¹, JING Ji-dong², LIU Cheng-liang³, ZHOU Ji-hua³

(1. School of Civil Engineering & Architecture, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China;

2. Xinwen Mining Group(Yili) Energy Development Company Limited, Yili 835000, China;

3. Yili No.1 Mine, Xinwen Mining Group(Yili) Energy Development Company Limited, Yili 835300, China)

Abstract: In order to solve the support difficult problem of weakly consolidated soft rock roadway, this paper took weakly consolidated soft rock roadway of Yili No.1 Mine as a study object, combined physical-mechanical properties and primary rock stress test results, roof bolting with anchor and wire mesh coupling support scheme was introduced by optimizing support parameters on the basis of analyzing the major causes of deformation and failure of roadway surrounding rocks. On the premise of verifying the reliability of the new support scheme by using numerical simulation, the three stages of roadway surrounding rock deformation was summarized. According to field observation and analysis after applied the new support scheme, which were the influence stage of roadway excavation, deformation limited stage and steady deformation stage. The results showed that roof-to-floor average convergence was 50 mm, rib-to-rib average convergence was 23 mm, the time of deformation steady reduced to 15 days, roof bolting with anchor and wire mesh coupling support could control roadway surrounding rock deformation effectively, improve the state of surrounding rock stress and mobilize the bearing capacity of surrounding rock in depth adequately.

Key words: weakly consolidated soft rock; roof bolting with anchor and wire mesh support; stability surrounding rock; rock pressure

0 引言

目前,随着东部可采煤炭资源的减少,煤矿建设逐渐向西部地区转移,西部地层特定的层积环境,使

其成岩质量差或者不成岩,尤其以砂岩、泥岩、泥砂岩互层为主,其岩性常具有典型的弱胶结、易风化、塑性变形大、各向异性强、强度低等力学特性^[1-3],在该类地层中进行矿井建设,常会面对围岩自身承

收稿日期:2013-07-12;责任编辑:杨正凯 DOI:10.13199/j.cnki.est.2014.01.006

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51174128)

作者简介:王渭明(1954—),男,江西临川人,教授,博士生导师,博士。E-mail:524064527@qq.com

引用格式:王渭明,高鑫,景继东,等.弱胶结软岩巷道锚网索耦合支护技术研究[J].煤炭科学技术,2014,42(1):23-26.

WANG Wei-ming, GAO Xin, JING Ji-dong, et al. Study on Roof Bolting with Anchor and Wire Mesh Coupling Support Technology in Weakly Consolidated Soft Rock Roadway[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(1): 23-26.

载力低、变形持续时间长、支护难度大等长期困扰软岩巷道采掘的技术难题^[4-6],并且该类软岩巷道围岩-支护变形协调难于控制、共同作用点不容易掌握,共同作用也就不能实现,围岩与支护体力学特性在强度、结构上的不耦合是造成巷道破坏的主要原因^[7-8],这种破坏通常是由不良部位率先引起的局部失稳,进而导致整体失稳^[9],因此在硬岩或者浅埋巷道基础上建立起来的传统支护理论很难实现软岩巷道围岩的稳定性控制,经常出现顶板离层、两帮内挤、底板隆起、巷道局部失稳甚至煤爆等现象^[10-11],严重时不得不采取前掘后修、甚至停工维修的采掘方式,给巷道带来了安全隐患,增加了巷道的掘进成本^[12-14],因此针对西部软岩地层中这种特殊的巷道围岩条件及其物理力学特性,必须寻找新的、合理的支护方法。笔者以伊犁一矿为工程背景,在现场观察和分析巷道围岩变形破坏机理的基础上,通过数值模拟和工业性试验相结合的手段,遵循适度让压和强化支护的原则,以期改善巷道浅部围岩的应力状态,实现锚索充分调动深部围岩的承载能力,最终达到控制围岩变形,降低巷道掘进成本的目的。

1 工程概况

伊犁一矿矿区含煤地层为侏罗系中统西山窑组,共含12层煤,试验巷道为3号煤层辅助下山断面形状为直墙拱形,毛断面尺寸 22.78 m^2 ,巷道设计总长度 $2\,156\text{ m}$ 。巷道原支护方案:顶板和两帮采用 $\phi 20\text{ mm}\times 2\,000\text{ mm}$ 左旋螺纹钢等强锚杆,锚杆间排距 $800\text{ mm}\times 800\text{ mm}$;拱顶为3根 $\phi 18.9\text{ mm}\times 5\,300\text{ mm}$ 高强预应力锚索,锚索间排距为 $1\,600\text{ mm}\times 2\,400\text{ mm}$;选用 $\phi 8\text{ mm}$ 钢筋焊制的钢筋网,网格长 \times 宽为 $80\text{ mm}\times 80\text{ mm}$,网规格 $2\,700\text{ mm}\times 700\text{ mm}$ 。金属网采用8号铁丝进行联网,喷层厚度为 400 mm ,分为初喷、复喷2次完成。巷道布置在3号煤层中,属全煤巷道。3号煤层平均厚度 12.35 m ,煤层基本顶以泥岩、粉砂岩为主,岩性为灰色、松散、质软;直接顶为含砾粗砂岩,岩性为灰色、松散、质软,由东向西逐渐变为细砂岩。直接底和基本底分别为粉砂质泥岩和细砂岩,其岩性均为灰色、质软、层理较发育、手掰即碎、中下部为泥质细砂岩。3号煤层单轴抗压强度 6.22 MPa ,抗拉强度 0.21 MPa ,黏聚力 0.84 MPa ,内摩擦角 32° 。

2 巷道变形特征及原因分析

在原支护方式下巷道围岩变形量大、持续时间长、断面收缩严重,具体特征如下:①来压较快。巷道掘进后 $5\sim 7\text{ d}$ 顶板变形量为 100 mm 左右,顶底板移近速度高达 80 mm/d ,有“网兜”现象;两帮移近量为 50 mm ,相对顶板变形较小,但是部分巷道仍有收缩现象;②流变性显著。巷道掘进后,围岩初始变形速度大,变形速度收敛所需时间长,巷道顶板及两帮变形速度达到可视稳定状态时的巷道变形速度所需时间分别为 $42、33\text{ d}$,而底板变形经过 77 d 的持续监测后发现仍然以 0.74 mm/d 的速度向邻空面发展。③顶底板移近量大于两帮,且底鼓较严重,导致水沟变形,带式输送机的支架上抬,需经过挖底才能达到底板设计标高;④对应力扰动敏感。3号煤层巷道底板岩层分层薄,含软弱夹层,在交叉巷道预透时,容易导致先掘巷道发生大幅度应力扰动,围岩变形再次加剧,严重时底鼓类型由弧状型底鼓向断裂型底鼓发展,底板纵深方向 $1.0\sim 1.5\text{ m}$ 厚度岩层发生断裂,裂缝几乎出现在底板中间并沿巷道走向发展长度约 2.4 m ,导致底板完全丧失自承载能力;⑤巷道破坏方向性明显,在东西走向巷道围岩变形破坏较严重,大变形巷道地段出现U型棚开口处撕裂、锚杆被拉断等现象。

3号煤层辅助下山为全煤巷道,其出现大变形现象是由于多种因素导致:①围岩全面进入软化状态,围岩的自身承载能力较差。②全煤巷道围岩结构较致密,但是胶结程度差、抗压强度低,工作面开挖后在次生应力场作用下,围岩形成破碎结构,再加上顶板裂隙水的水力作用,严重削弱围岩的承载力。③巷道围岩表面收敛大,且变形持续时间长,说明围岩变形得不到有效限制,煤体过度剪胀变形而削弱了自身强度,不仅恶化围岩受力状态而且还使支护体荷载增加,说明围岩-支护共同作用点不明确,加固不足,变形过度。④部分支护结构变形严重,有局部失稳趋势,说明围岩荷载大于支护体强度,容易损伤支护体,降低支护体对限制围岩变形的工作阻力,无法形成稳定的承压拱,围岩自承能力没有充分发挥。⑤在掘进过断层、破碎带等不良地质构造时,围岩与支护结构无法形成连续体,致使围岩结构面发生不连续位移,造成巷道围岩局部失稳,围岩与支护不耦合。

3 支护方案优化

1)新支护方案要求。①锚杆强度与围岩强度匹配,促使围岩应力场和位移场均匀分布,防止支护结构局部受压过大造成局部失稳。②锚索与围岩结构耦合,充分调动深部围岩的承载能力,使应力集中区向纵深转移,减少巷道周边围岩应力集中程度。③巷道围岩弹性应变能得到自由释放,而在围岩塑性圈稳定发展期间有足够的支护强度约束围岩塑性圈的发展,实现围岩-支护共同作用。

2)支护参数优化。新支护方案的基本参数如下:①顶板采用 $\phi 22\text{ mm}\times 2\ 200\text{ mm}$ 左旋无纵肋螺纹钢等强锚杆,两帮及底角采用 $\phi 20\text{ mm}\times 2\ 200\text{ mm}$ 左旋无纵肋螺纹钢等强锚杆,锚杆间排距均为 $800\text{ mm}\times 600\text{ mm}$;②巷道拱顶采用 3 根 $\phi 21.6\text{ mm}\times 6\ 000\text{ mm}$ 高强预应力锚索,锚索间排距为 $1\ 600\text{ mm}\times 1\ 500\text{ mm}$;③钢筋网尺寸不变,联网扣距不小于钢筋直径的 30 倍;④喷混凝土厚度 450 mm ,工作面掘进后立刻喷 50 mm 厚混凝土层及时封闭围岩,起临时支护作用,剩余 400 mm 混凝土喷层再分为初喷和复喷 2 次完成。

4 锚网索耦合支护数值模拟分析

4.1 数值模型的建立

3 号煤层内有 3 条平行且地质情况变化一致的下山巷道,相邻巷道间距为 87.6 m 左右,间隔 470 m 左右施工与主斜井垂直的联络巷,根据软岩巷道开挖影响范围分析可知,数值模拟可按单巷道模拟方法进行研究。巷道形状为直墙拱形,巷道宽 5.0 m ,直墙段高 1.5 m ,拱半径为 2.5 m ,建立尺寸为 $50\text{ m}\times 80\text{ m}\times 80\text{ m}$ (长 \times 宽 \times 高)的数值计算模型,模型取直接顶、基本顶、煤层、直接底和基本底 5 个层位,模型边界为原岩应力和约束条件,每次开挖 3 m ,共开挖 36 m ,其各层模拟的物理力学参数见表 1。

表 1 岩层物理力学参数						
岩层	泊松比	弹性模量/MPa	容重/($\text{kN}\cdot\text{m}^{-3}$)	黏聚力/MPa	内摩擦角/($^{\circ}$)	抗拉强度/MPa
基本顶	0.241	1 026.0	21.44	1.83	25.1	0.69
直接顶	0.235	1 991.5	23.97	2.72	26.3	0.77
3 号煤层	0.264	618.3	12.81	0.84	23.3	0.21
直接底	0.227	2 136.0	21.62	1.87	28.9	0.90
基本底	0.231	2 764.0	23.07	1.94	21.5	1.32

4.2 数值模拟结果分析

通过 FLAC^{3D} 软件模拟巷道开挖,分别绘制出原支护方案和新支护方案的应力分布云图、巷道变形云图,如图 1—图 3 所示,由图 1—图 3 可知:①从 2 种支护形式的巷道围岩变形比较可见,新支护方案较原支护方案顶板变形量减少了 55 mm 左右,两帮相对移近量减小了 43.6% ,底鼓现象也发生了明显改善,巷道围岩变形量整体减小,因此通过增加支护强度可以有效地控制围岩变形,减小巷道断面的损失,保证巷道正常使用。②新支护形式的围岩应力、变形影响范围增大,说明增加锚杆长度可以充分地利用围岩自承载力,明显地改善围岩强度;增加锚索长度和排距可以促使高应力区更有效地向纵深转移,充分利用深部围岩的自承载力。因此在新支护体系下能够保证支护和围岩在强度、刚度上的耦合,使围岩-支护形成稳定的承压拱,共同维持巷道的稳定性。

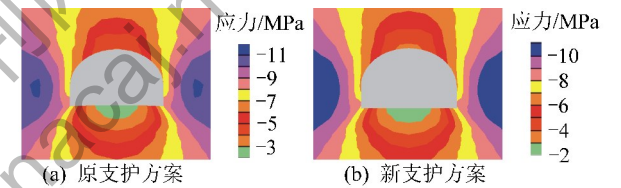


图 1 支护方案优化前后巷道垂直应力云图

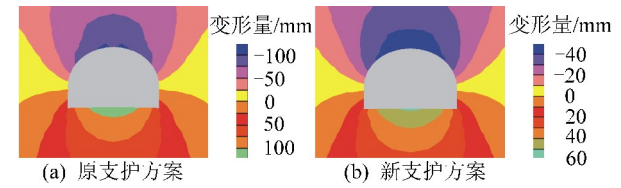


图 2 支护方案优化前后巷道顶底板变形云图

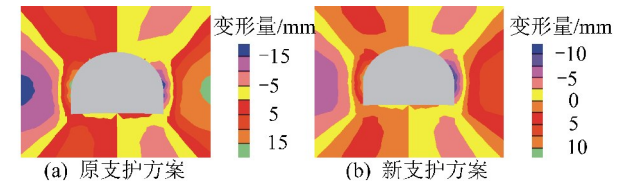


图 3 支护方案优化前后巷道两帮移近量云图

5 巷道变形量监测分析

试验巷道位于 3 号煤层辅助下山 5 号联络巷与 6 号联络巷中间,设置 3 个巷道围岩变形测站,相邻 2 个监测断面相距 80 m 左右。随时间的推移监测频率逐渐减小,直至巷道围岩垂直和水平变形速度分别小于 0.10 、 0.15 mm/d 时停止监测,可以认为此时巷道处于稳定状态,巷道围岩变形监测结果如图 4 所示。

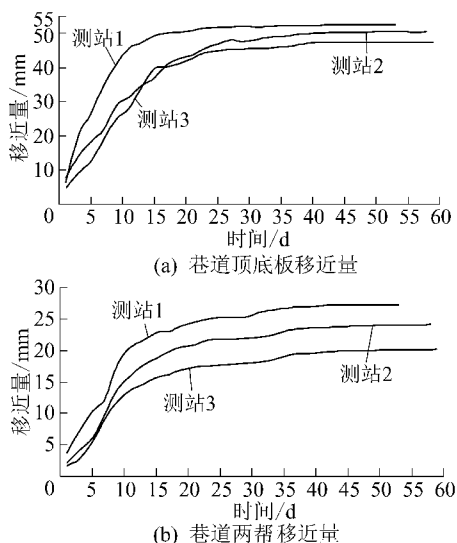


图4 巷道围岩变形曲线

由图4可知:①巷道开挖后围岩应力重新分布过程中,次生应力场在支护结构与围岩的不断调节作用下,再次进入应力平衡状态,表现为巷道围岩逐渐收敛,从围岩变形-时间曲线来看,巷道围岩变形量减小,顶底板移近量平均为50 mm左右,两帮移近量平均为23 mm左右,变形稳定时间缩短为15 d,变形均在设计允许范围之内。②巷道变形明显分为3个阶段:巷道开挖影响阶段、变形限制阶段、稳定变形阶段;巷道围岩受开挖卸荷的影响表现为弹性变形能迅速释放、围岩初始变形速率大,由图5可知,前10 d曲线的斜率较大,此阶段属于一次支护下“让”的时间,之后由于掘进工作面掘进后紧跟锚网支护,对巷道起到了支护作用,限制了顶板和两帮的变形,从而使得该段变形平缓,此阶段为最佳二次支护时间,即施工锚索和混凝土支护结构下“抗”的时间,最后共同支护体再经过一段时间的变形及应力重新分布,实现巷道围岩与支护结构的耦合变形,共同支护体系趋于受力平衡,由于软岩的流变特性,平衡是逐渐完成的。③与原支护相比,巷道围岩总体变形量减小,支护体系与围岩变形耦合时间缩短,围岩二次支护时间提前,认为新支护和围岩能够形成共同作用体系,提高了围岩的整体承载能力,有效控制了巷道围岩变形。

6 结 论

1) 软岩具有流变性强、变形时间长的特点,因此支护与围岩变形不耦合是造成巷道破坏失稳的主要原因,尤其是在过特殊地质构造时更容易造成局

部失稳,进而诱发巷道的整体失稳。

2) 软岩巷道开发后弹性变形能释放迅速,通过普通的支护方式只会加速支护结构破坏和塑性圈的进一步发展,不仅不利于巷道的维稳,反而促进围岩变形损伤,导致塑性圈发展成为松动圈,因此巷道开挖后允许塑性圈适度的发展,再通过加强支护实现巷道的稳定性控制。

3) 在适度让压后通过加强软岩巷道的支护,实现支护-围岩共同承压体的耦合变形;锚杆支护可以改善巷道浅部围岩的应力状态,尽快地恢复围岩的三向应力状态,提高围岩的整体性和承载能力;锚索将浅部承压体悬吊在上方稳定地层中,利用深部围岩自承载特性,实现高应力区向纵深转移,降低围岩表面应力集中程度,最终实现围岩-支护的最佳耦合。

参考文献:

- [1] 王磊,王渭明.基于各向异性弹塑性模型的软岩巷道变形研究[J].长江科学院院报,2012,29(8):12-16.
- [2] 何满潮,袁越,王晓雷,等.新疆中生代复合型软岩大变形控制技术及其应用[J].岩石力学与工程学报,2013,32(3):433-441.
- [3] 孔令辉.弱胶结软岩巷道围岩稳定性分析及支护优化研究[D].青岛:山东科技大学,2011:2-9.
- [4] 谢和平.矿山岩体力学及工程的研究进展与展望[J].中国工程科学,2003,5(3):31-38.
- [5] 卫进.深部回采巷道耦合支护机理及其应用研究[D].太原:太原理工大学,2012:1-5.
- [6] 孙晓明,何满潮.深部开采软岩巷道耦合支护数值模拟研究[J].中国矿业大学学报,2005,34(2):166-168.
- [7] 王渭明,赵增辉,王磊.不同强度准则下软岩巷道底板破坏安全性比较分析[J].岩石力学与工程学报,2012,31(S1):3920-3927.
- [8] 刘文涛,何满潮.深部全煤巷道锚网耦合支护技术应用研究[J].采矿与安全工程学报,2006,23(3):272-276.
- [9] 李国富,赵善扬.软岩巷道耦合增强技术研究[J].矿业安全与环保,2007,34(6):39-41.
- [10] 范秋雁,阳青,王渭明.泥质软岩蠕变机理研究[J].岩石力学与工程学报,2010,29(8):1555-1561.
- [11] 郭志彪,李乾,王炯.深部软岩巷道锚网索-桁架耦合支护技术及其工程应用[J].岩石力学与工程学报,2009,28(2):3914-3919.
- [12] 魏世义.深井破碎顶板大断面开切眼支护参数优化研究[J].煤炭科学技术,2013,41(4):28-31.
- [13] 马利,许鹏.岩巷掘进快速湿式喷射混凝土支护技术[J].煤炭科学技术,2013,41(4):5-7.
- [14] 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.