

深部软岩煤巷底鼓控制技术

伍永平^{1,2}, 于 水^{1,2}, 高喜才^{1,2}, 张艳丽^{1,2}

(1. 西安科技大学 能源学院, 陕西 西安 710054; 2. 教育部西部矿井开采及灾害防治重点实验室, 陕西 西安 710054)

摘 要: 为解决胡家河煤矿井底水仓底鼓变形严重的问题, 通过室内物理相似材料模拟试验, 得出了围岩应力高、底板岩性差以及底板未采取支护是导致巷道底鼓严重的因素。基于塑性圈理论及提高底板强度和整体支护结构体稳定性角度出发, 采用锚网喷砌碛 + 反底拱 + 底锚杆 + 钢筋网综合支护技术控制巷道底鼓变形。巷道表面位移观测结果表明: 采用该综合支护技术后, 巷道两帮累计移近量不超过 10 mm, 顶底累计移近量不超过 12 mm, 有效地解决了井底水仓的底鼓问题。

关键词: 软岩煤巷; 底鼓; 反底拱; 相似模拟; 围岩变形

中图分类号: TD 353 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-2336 (2012) 06-0005-03

Control Technology of Soft Rock Floor Heave in Deep Mine Seam Gateway

WU Yong-ping^{1,2}, YU Shui^{1,2}, GAO Xi-cai^{1,2}, ZHANG Yan-li^{1,2}

(1. School of Energy, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China;

2. MOE Key Lab of Mining and Disaster Prevention and Control in West China Coal Mine, Xi'an 710054, China)

Abstract: In order to solve the serious floor heave deformation problems of water sump in the mine shaft bottom of Hujiaye Mine, through the simulation in-door test with physical similar material, the high stress of the surrounding rock, poor floor lithology and no support conducted in the floor would be the major factors to cause the serious floor heave in the mine roadway. Based on the plastic ring theory and to improve the floor strength and the completed support structure stability, the comprehensive support technology with the bolt/steel mesh/shotcreting/lining + reversed floor arch + floor bolt + reinforced bar mesh was applied to control the floor heave deformation of the mine roadway. The surface displacement observation results of the mine roadway showed that when the comprehensive support technology applied, the convergence between the two sidewalls of the mine roadway was not over 10 mm, the convergence between the roof and floor was not over 12 mm and the floor heave problem of the water sump in the mine shaft bottom was effectively solved.

Key words: seam gateway with soft rock; floor heave; reversed arch; similar simulation; surrounding rock deformation

随着矿井向深部延伸, 巷道围岩的特征复杂多变, 尤其当巷道布置在构造应力等高水平力、围岩软弱、含有泥化膨胀成分、水害严重等复杂工程环境时, 巷道支护异常困难, 原有的支护方法失效, 巷道在支护后经常出现片帮、底鼓致使断面缩小等现象, 维修工作量大, 支护成本大幅增加, 严重影响了矿井的正常建设^[1-2]。在胡家河煤矿井底水仓的支护中, 采用锚网喷砌碛 + 反底拱 + 底锚杆 + 钢筋网综合支护技术控制巷道底鼓变形^[3-5]。

1 工程地质概况

1.1 工程地质条件

胡家河煤矿井底水仓距地表垂深为 650 m, 设计断面为半圆拱形, 净宽 5 500 mm, 净高 2 750 mm, 掘进断面面积 17.16 m², 净断面面积 11.88 m²。巷道顶板与两帮为 4 号煤层, 4 号煤层底板多为炭质泥岩, 松散易碎, 次为铝质泥岩, 遇水易软化; 巷道沿底板留 2.4 m 底煤掘进, 根据施工实际探煤情况, 巷道底板最大煤厚为 3.1 m, 顶底板力

收稿日期: 2012-01-12; 责任编辑: 曾康生

基金项目: 国家自然科学基金资助项目 (51074120); 教育部科学技术研究重点资助项目 (地方 03166); 陕西省教育厅科研计划资助项目 (11JK0785)

作者简介: 伍永平 (1962—), 男, 陕西汉中, 教授、博士生导师。Tel: 029-85583347, E-mail: wuyyp@xust.edu.cn

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.20120615.1027.201206.5_002.html

引用格式: 伍永平, 于 水, 高喜才, 等. 深部软岩煤巷底鼓控制技术 [J]. 煤炭科学技术, 2012, 40 (6): 5-7, 65.

学参数详见表1。

表1 煤岩物理力学参数

岩性	厚度/ m	密度/ ($\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$)	E / MPa	泊松 比	C / MPa	φ / ($^{\circ}$)	T / MPa	软化 系数
粗粒砂岩	37.58	2.73	4 770	0.21	1.68	40.3	0.78	0.59
细粒砂岩	9.02	2.79	3 150	0.23	2.06	38.0	0.98	0.72
煤	23.60	1.40	1 200	0.24	1.26	38.5	0.37	0.64
炭质泥岩	2.76	2.55	2 300	0.30	0.65	32.0	0.20	0.10
铝质泥岩	6.17	2.53	4 360	0.26	1.52	40.5	0.89	0.60
细粒砂岩	7.10	2.61	4 210	0.16	4.97	40.6	2.22	0.67
泥岩	4.95	2.68	2 690	0.25	1.61	39.6	0.72	0.25

注: E 为弹性模量; C 为黏聚力; φ 为内摩擦角; T 为抗拉强度。

1.2 巷道破坏特征

在巷道掘进过程中采用锚网支护,顶板出现局部淋水且下沉明显,采取了补打锚索(长7.1 m、直径15.24 mm)加强支护;巷道两帮的墙体收缩、偏斜,中下部变形明显大于上部;由于底板未采取任何支护措施,在综掘机机头15~20 m位置出现严重底鼓变形,底板保持平面状整体鼓起。对巷道变形量进行监测,巷道顶板累计下沉量150~320 mm,个别地方达400 mm,两帮累计收敛量180~300 mm,底鼓最大值700 mm左右,严重影响水仓的安全使用。

2 室内相似模拟试验

1) 模型特征。为掌握导致现场巷道严重底鼓变形破坏的因素,以该矿地层综合柱状图和岩石力学试验为基础,建立物理相似模型。试验采用平面应力模型,模型设计尺寸为120 cm×20 cm×120 cm,根据相似理论确定如下相似常数:几何相似常数20,容重相似常数1.6,位移相似常数20,应力相似常数32,重力相似常数1。

2) 试验方法。模拟以实际水仓断面形状按几何相似常数进行开挖,分别沿巷道周围1和2 cm处布置2排测点,采用全站仪与百分表观测巷道围岩在原始支护时的变形破坏情况,模型上部采用铁砖补偿上覆岩层载荷,加压装置采取液压油缸对模型施加压力。

3) 试验结果分析。将模型按现场的锚网+锚索支护方式支护完成后开始对其进行加压。当模型加压到1 400 kN时,此时巷道变形显现出明显的高应力下软岩巷道变形特征,如图1所示。即顶板出现明显下沉,累计下沉量达到200 mm,并出现

垂直方向上的裂隙,这也是巷道顶板现场出现淋水的原因;巷道两帮收缩变形严重并呈现向巷道内部凹陷的趋势,累计变形量达到240 mm;巷道底板由于未采取任何支护措施而出现严重的底鼓变形,累积量达到了300 mm;在巷道的上隅角出现了与顶板裂隙连通的裂纹,变形破坏情况严重,与现场巷道破坏情况基本类似。但此时尚未对模型加压到应有的地应力值,当强制加压到1 800 kN时,模型完全破坏。这表明原有的支护方式未能满足安全的要求,具有很大的安全隐患。通过室内物理相似材料模拟试验结果可知:巷道围岩应力大、底板岩性松软以及底板未采取支护措施是导致巷道出现严重底鼓变形破坏的主要因素。



图1 原始支护方式的巷道变形

3 巷道支护参数设计

3.1 支护设计原则

由于深部软岩巷道具有大变形、大地压、难支护的特征,如不加强控制,很快发生岩块冒落导致巷道破坏;而且巷道多为非对称性环向受压,底鼓严重,若忽视底板处理,即使帮、顶处理很好,也会由强烈底鼓而引发两帮及顶的破坏。

因此对深部软岩巷道的支护,首先是适应其大变形的特点,大幅度释放其变形能,放弃各种刚性支护,采用“先柔后刚,先让后抗”的柔性支护,在保证巷道初期安全下允许围岩在控制下变形。其次是针对岩体破碎的特点,加固围岩,变被动为主动支护。第三是处理好巷道底板,必须对底板采取有效的支护措施才能从根本上防止底鼓。第四是对膨胀性岩体在开挖后立即封闭,减少围岩与外界接触的机会与时间,特别是水仓要防水渗漏,防止围岩脱水后又浸水,使围岩膨胀破坏。

3.2 支护参数设计

1) 锚杆长度的确定。根据本工程巷道围岩条件和工程状况,采用塑性圈理论设计支护参数,具体过程如下。①极限平衡下的塑性区半径 $R_s = R_0 \times [(1 - \sin \varphi) (\gamma H + C \cot \varphi) / (C \cot$

$\varphi)]^{(1-\sin \varphi) / (2 \sin \varphi)}$, 其中: R_o 为巷道外接圆半径, 取 2.75 m; γ 为上覆岩石平均容重, 取 25 kN/m³; H 为巷道埋深, 取 500 m。经计算得 $R_s = 4.12$ m。② 计算维持极限平衡区岩石不冒落所需的支护力, 顶部岩石载荷的厚度 $h_d = R_s - R_o = 1.37$ m。为维持极限平衡区岩石不冒落所需要的最小支护强度 $P_{\min} = \gamma' h_d = 19.18$ kPa, 其中, γ' 为煤的容重, 取 14 kN/m³。③ 计算围岩松动圈半径 $L = R_s - R_o = 1.37$ m。

鉴于此巷道是井底水仓,为永久性巷道,考虑到其重要性以及生产过程中开采扰动对巷道稳定性的影响,根据松动圈理论,结合原有设计经验,为保证巷道的安全施工与生产的进行。设计锚杆长度 L 为2.3 m。根据工程经验,顶板、两帮锚杆选用 $\phi 20\text{ mm} \times 2\ 300\text{ mm}$ 螺纹钢锚杆,间排距 $700\text{ mm} \times 700\text{ mm}$,并在巷道顶部采用锚索加强支护。

2) 支护抗力校核。前面已经计算, 围岩支护强度为 19.18 kPa。下面对支护所提供的支护抗力进行校核。①锚索支护抗力 $P_s = 2q_s / (BD)$, 其中: q_s 为锚索破断力, 取 250 kN; B 为锚索长度, 取 7.1 m; D 为锚索排距, 取 1.4 m。计算得 $P_s = 50.3$ kPa。②锚杆加固后所形成的均匀压缩带提供的支护抗力 $P_m = \eta (q_m / D_m^2)$, 其中: q_m 为锚杆锚固力, 取 80 kN/根; D_m 为锚杆排距, 取 0.7 m; η 为锚杆支护系数, 取 0.35。计算得 $P_m = 57.14$ kPa。③支护总抗力 $P_0 = P_s + P_m = 107.44$ kPa。④支护安全系数 $K_0 = 5.60$ 。安全系数不小于 1.5, 由于煤层顶部强度较大, 采用锚索加强支护后, 可以满足工程要求。

3.3 支护参数确定

经过理论计算与实际分析，设计采用锚网喷砌碇+反底拱+底锚杆+钢筋网综合支护技术，具体支护参数如下。

1) 半圆拱锚杆选用 $\phi 20 \text{ mm} \times 2\,300 \text{ mm}$ 型, 间排距 $700 \text{ mm} \times 700 \text{ mm}$, 树脂锚固剂采用 MSZ28/35 型, 锚杆外露长度 50 mm , 每根锚杆使用 3 卷, 并用砂浆封孔。托板为 Q235 钢, 规格为 $150 \text{ mm} \times 150 \text{ mm} \times 8 \text{ mm}$, 钢筋网为 $\phi 6 \text{ mm}$ 的 Q235 钢筋焊接, 网格 $140 \text{ mm} \times 140 \text{ mm}$ 。

2) 锚索选用 $\phi 15.24 \text{ mm} \times 7 \text{ 100 mm}$ 单股锚索, 3 卷树脂药卷端锚, 预紧力大于 100 kN, 每排在巷道顶板中部施加 1 根锚索; 两侧 45° 位置施加

2 根锚索, 以防止顶板下切, 有效控制底鼓; 锚索排距 2 800 mm。

3) 巷道支护形式为挂网锚喷砌碇支护, 砌碇厚度 400 mm, 基础深 250 mm, 砌碇混凝土强度不低于 C25, 添加 BR-3 型防水剂, 加入量为水泥用量的 10%, 抗渗等级不低于 S8。

4) 底部采用反底拱支护形式, 其中拱体厚度加大至 1.0 m; 底拱所用水泥标号为 425 号, 石子粒径须在 5~25 mm, 砂子为河砂。

5) 底板增加锚杆支护, 锚杆 $\phi 20 \text{ mm} \times 2\,300 \text{ mm}$ II 级螺纹钢, 锚固剂选用水泥砂浆全长锚固; 托盘使用 Q235 钢, 规格 $150 \text{ mm} \times 150 \text{ mm} \times 8 \text{ mm}$, 间排距为 $1\,000 \text{ mm} \times 2\,000 \text{ mm}$; 锚杆端头须硬化防水处理; 钢带采用 $\phi 16 \text{ mm}$ 螺纹钢加工, 锚带施工成反底拱型。

6) 两侧底角布置 45° 锚杆, 选用 $\phi 20 \text{ mm} \times 3\ 000 \text{ mm}$ 螺纹钢, 托盘使用 Q235 钢, 规格 $150 \text{ mm} \times 150 \text{ mm} \times 8 \text{ mm}$, 排距为 $2\ 000 \text{ mm}$ [6-9]。

井底水仓巷道支护断面如图 2 所示。

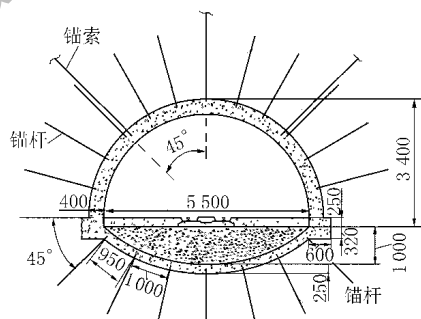


图2 井底水仓巷道支护断面

4 现场观测

施工完毕后,在水仓中隔 20 m 设观测站,采用“十字”布点法^[10]对支护后的水仓进行 2 个多月的表面位移现场观测,其中 2 个变形较大观测站观测结果如图 3 所示。从图 3 看出,采用锚网喷砌碇 + 反底拱 + 底锚杆 + 钢筋网综合支护技术有效地控

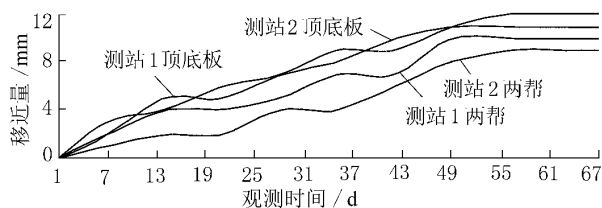


图3 观测结果

(下转第 65 页)

3.4 安全保障措施

1) 加强气体检查。每小班2人分四班现场跟踪检查 O_2 、 CO_2 、 CH_4 、 CO 和温度的变化以及煤体的湿润性。在回撤面作业点、终采线出口及回风巷岔门15 m处安设传感器,通过监测系统实时监测气体、温度的变化。

2) 对撤除时间长的上部60号以上支架,每隔2个架在后部刮板输送机打孔,加强注水,加注质量分数0.5%的阻化剂 0.5 m^3 。

3) 防灭火组做好应急准备,保证注浆系统及各项防火设备完好,备足防灭火材料。制定防灭火安全应急预案,以应对出现的防火异常情况。

4) 协调各项工序,加快撤架速度。

4 结 语

综放工作面停采撤架期间采用局部通风机的通风方法,并合理配风,可有效减小终采线漏风区域,利于抑止采空区气体的扩散涌出,同时为终采线均压创造了有利条件。实践应用的注水、均压、监测、安全保障等系统化的终采线防灭火技术,取

得了良好的应用效果,可在相近条件下推广应用。

参考文献:

- [1] 鲍庆国,文虎,王秀林,等.煤自燃理论及防治技术[M].北京:煤炭工业出版社,2002:132-187.
- [2] 邓军,徐精彩.新型复合胶体防火技术及应用[J].煤矿安全,2001,32(8):11-13.
- [3] 任万兴,王德明,周福宝,等.应用三相泡沫技术防治大倾角俯采综放工作面煤炭自燃[J].煤矿安全,2006,37(2):11-13.
- [4] 宋录生,郝应祥.综放工作面撤架期间综合防灭火技术研究[J].西安科技大学学报,2008,28(4):634-637.
- [5] 吕世明,王君崑.综采工作面安全优质快速回撤技术[J].煤炭技术,2010,29(4):79-80.
- [6] 王悦恒,赵云锋,马立伟.易自燃煤层综放面撤除期间防火技术与实践[J].煤炭科学技术,2003,31(5):13-14.
- [7] 贺海泉.分层开采综采工作面撤架期间通风瓦斯管理[J].煤炭科学技术,2002,30(5):7-9.
- [8] 许广和.综放工作面撤架期间自然发火综合防治措施[J].煤矿安全,2011,42(11):78-80.
- [9] 孟昭廉.综采面撤架期间防火技术实践[J].煤矿开采,1997,2(3):7-9.

(上接第7页)

制了巷道顶板的下沉、两帮的收敛和底鼓变形量。巷道两帮累计移近量小于10 mm,顶底板累计移近量小于12 mm,基本无变形。与原始的支护方式相比,不但增强了巷道的稳定性和安全性,而且避免了不断返修所造成的经济损失,达到了良好的支护效果,尤其是对巷道底鼓起到了有效的控制。

5 结 论

深部软岩条件下的巷道破坏不止是单一形式的破坏,而是随着地质及应力条件的变化,会出现以底鼓、顶板下沉及冒落、巷道内缩3种变形破坏任意组合的破坏形式,因而对其支护必须采取全方位的综合支护方式,对巷道底角、拱脚区域围岩应加强支护,保证拱体及两帮形成统一支护体,有效抵抗可能发生的剪切变形。通过对现场井底水仓优化支护后进行的表面位移观测可知,采用锚网喷砌碇+反底拱+底锚杆+钢筋网综合支护技术后,将巷道变形控制在10~12 mm,有效控制了巷道围岩变形与破坏,尤其是对低强度、膨胀性软岩的底鼓变形进行了有效控制,提高了巷道的稳定性,保证

了水仓的安全使用,同时为解决软岩巷道的底鼓难题提供了新的解决途径。

参考文献:

- [1] 孟祥阁,谢文兵,荆升国,等.深井软岩巷道底鼓分层锚注支护技术[J].煤炭科学技术,2011,39(9):22-25.
- [2] 康红普.软岩巷道底鼓机理及防治[M].北京:煤炭工业出版社,1993:45-46.
- [3] 侯朝炯,郭励生,勾攀峰.煤巷锚杆支护[M].徐州:中国矿业大学出版社,1999:1-9.
- [4] 何满潮.深部的概念体系及评价指标[J].岩石力学与工程学报,2005,24(8):2854-2858.
- [5] 刘高,聂德新.高应力软岩巷道围岩变形破坏研究[J].岩石力学与工程学报,2000,19(6):726-730.
- [6] 西安科技大学,彬长集团胡家河煤矿,教育部西部矿井开采与灾害控制重点实验室.胡家河煤矿井底水仓支护方案(阶段研究报告)[R].西安:西安科技大学,2010:6-9.
- [7] 李和林,刘惠德,彭苏萍.复杂围岩条件的煤巷锚杆、锚索联合支护技术[J].煤炭科学技术,2001,29(4):15-17.
- [8] 张银禄,朱芳队,崔金良,等.软岩水仓支护技术研究及试验[J].矿山压力与顶板管理,2002,22(1):53-59.
- [9] 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,2003:258-264.
- [10] 来兴平,伍永平.复杂条件下采空区煤岩失稳辨识与灾害控制基础研究[M].西安:陕西科学技术出版社,2010:68-99.