

采矿与井巷工程

深部开采全煤硐室围岩变形机理及底鼓控制技术

高喜才^{1,2} 伍永平^{1,2} 邵学敏³

(1. 西安科技大学 教育部西部矿井开采及灾害防治重点实验室 陕西 西安 710054; 2. 西安科技大学 能源学院 陕西 西安 710054;
3. 陕西彬长矿业集团胡家河矿业公司 陕西 咸阳 713600)

摘要:为解决深部开采全煤硐室支护困难的问题,根据胡家河煤矿特厚煤层物理力学特征,采用理论分析、数值模拟和现场观测方法研究了深部全煤硐室围岩力学特征及变形破坏机理,提出了锚网喷砌碹、底部超挖反拱钢筋网梁、底锚杆综合支护技术。现场观测结果表明:井底车场水仓硐室所测各断面顶底板累计移近量最大值为20 mm,移近速度为1.2~2.0 mm/d,两帮累计移近量最大值为36 mm,移近速度为2.0 mm/d。通过增强顶板、两帮支护强度和反拱控底可以提高底板承载能力和支护结构的整体性,有效控制了深部矿井软弱底板全煤硐室剧烈底鼓。

关键词:深部开采;硐室围岩;底鼓;围岩控制

中图分类号:TD353 文献标志码:A 文章编号:0253-2336(2013)04-0001-04

Surrounding Rock Deformation Mechanism and Floor Heave Control Technology of Full Seam Chamber in Deep Coal Mining

GAO Xi-eai^{1,2}, WU Yong-ping^{1,2}, SHAO Xue-min³

(1. MOE Key Lab of Western Mine Exploitation and Hazard Prevention, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China;
2. School of Energy, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China;
3. Hujiahe Mining Company, Shaanxi Binchang Mining Group, Xianyang 713600, China)

Abstract: In order to solve the support difficult problem of the full seam chamber in deep coal mining according to the physical and mechanics features of the ultra thick seam in Hujiahe Mine, a theoretical analysis, numerical simulation and site observation method were applied to the study on the surrounding rock mechanics features and deformation failure mechanism of the full seam chamber in the deep mining and a comprehensive mutual compensative support technology with the bolt/steel mesh/shotcreting/lining, floor over excavation/reversed arch/reinforce bar/steel mesh/beam and floor bolt was provided. The site observation results showed that the max accumulated convergence between the roof and floor in the water sump chamber was 20 mm, the convergence velocity between the roof and floor was 1.2~2.0 mm/d, the max accumulated convergence between the two sidewalls was 36 mm, and the convergence velocity between the two sidewalls was 2 mm/d. With the reinforcement of the roof and two sidewall support strength and the reversed arch floor control, the floor loading capacity and the support structure integrity could be effectively improved and the serious floor heave deformation of the soft floor in the full seam gateway of the deep mine could be effectively controlled.

Key words: deep mining; surrounding rock of chamber; floor heave; surrounding rock control

0 引言

随着煤矿开采强度、范围的不断增加,深部高应力、软弱岩层、地质构造等地质环境的复杂化、强烈采动影响导致巷道围岩应力环境进一步恶(异)化,

巷道支护效果差,变形量大^[1],产生底鼓的巷道比例也越来越大,且随开采深度的增加而增大^[2~3],尤其以采准巷道底鼓问题最为严重^[4],由于井下硐室本身结构、受力状态复杂,服务年限长,给巷道支护提出了更高的要求。底鼓现象是原岩应力、采动支

收稿日期:2012-10-21;责任编辑:曾康生

基金项目:教育部科学技术研究重点资助项目(地方03166);陕西省重点实验室科研计划资助项目(08JZ40);陕西省教育厅科研计划资助项目(12JK0794)

作者简介:高喜才(1980—),男,河南方城人,讲师,博士。Tel:13709116974,E-mail:gxcai07@163.com

引用格式:高喜才,伍永平,邵学敏.深部开采全煤硐室围岩变形机理及底鼓控制技术[J].煤炭科学技术,2013,41(4):1~4.

承压力、两帮压模效应、底板岩性等单个或多个因素综合影响下产生的非线性失稳,其形成机制与巷道所处的地质条件、底板围岩性质和应力状态密切相关。文献[5~7]研究结果表明,巷道顶、底、帮在矿山压力作用下的稳定状态存在明显的结构特征,改变其中任何一部分的力学特性和应力状态,均会对底板造成影响,综合加固顶板、两帮和底角围岩对回采巷道的底鼓有较好的控制作用。文献[8]根据软岩巷道分阶段动态加固理论,提出适合软弱破碎岩层巷道的高强预应力锚网支护、关键部位加强锚索支护、滞后注浆的综合底鼓控制技术;文献[9]针对复杂地质构造区域内高构造应力、高膨胀应力作用条件下巷道剧烈底鼓变形特征,提出锚注+全断面钢筋混凝土砌碹支护的多级底鼓支护结构,有效控制巷道底鼓。胡家河煤矿井底车场及硐室均布置在煤层中,笔者针对胡家河煤矿深部煤层巷道在原有锚网索支护条件下出现明显底鼓的现状,分析了高应力状态下全煤硐室底鼓及主要因素,提出相应的底鼓控制新技术,取得了良好的工程应用效果。

1 工程背景

陕西彬长矿区胡家河煤矿开采4号煤层,煤层走势表现为一整体东南高、西北低,并伴随古地貌的隆起及凹陷存在着的背斜和向斜构造,埋深621.6~810.0 m,煤层平均厚25 m,节理裂隙较为发育,覆岩及延安组煤系地层富含水,水与应力耦合作用明显。直接顶为厚约1.0 m的粉砂质泥岩,易冒落,基本顶以强度6.7~17.2 MPa的中砂岩、粗砂岩为主的较坚硬顶板,底板多为炭质泥岩,松散易碎,次为铝质泥岩,遇水易软化。矿井底车场水仓硐室沿底板留2.4 m底煤掘进,巷道断面为半圆拱形,净宽5 500 mm,净高2 750 mm,掘进断面面积17.16 m²。水仓掘进过程中采用锚网支护方式,选用ø18 mm×2 100 mm螺纹钢锚杆,Q235钢托板,规格为150 mm×150 mm×8 mm,每根使用3卷MSZ23/35型树脂药卷锚固,锚杆拉拔力不小于50 kN,锚杆间排距700 mm×800 mm。钢筋网为直径6 mm的Q235钢筋焊接,网格尺寸100 mm×100 mm。初次支护后即表现出明显的顶板下沉和底鼓,支护效果差。

2 深部巷道围岩力学特征分析

1) 数值计算模型建立。为了分析开挖过程中

水仓硐室围岩应力场分布、破坏特征及锚杆(索)支护效果,选取非线性大变形计算程序,并结合矿区4煤层现场地质条件,建立深部软底全煤井底水仓硐室数值分析模型,宽×高=60.0 m×54.3 m。材料破坏判定选用Mohr-Coulomb强度准则,用Brick单元模拟煤层及围岩,采用Cable单元模拟锚杆(索)构件;模型底部垂直位移固定,模型侧面水平移动固定;上部施加上覆岩层等效均布载荷12.7 MPa,用来模拟上覆岩体的自重边界,煤岩物理力学参数见表1。

表1 煤岩物理力学参数

岩性	容重/ (kN·m ⁻³)	弹性模 量/MPa	泊松比	抗拉强 度/MPa	黏聚力/ MPa	内摩擦 角/(°)
粗砂岩	27.3	4 770	0.21	1.68	0.78	40.3
细砂岩	27.9	3 150	0.23	2.06	0.98	38.0
煤	14.0	1 200	0.24	1.26	0.37	38.5
炭质泥岩	25.5	2 300	0.30	0.65	0.20	32.0
泥岩	26.8	2 690	0.25	1.61	0.72	39.6

2) 巷道围岩力学特征数值分析。无支护状态下垂直应力特征(图1)表明:巷道受开挖扰动影响,周边围岩应力降低较明显,且底板应力降低区(4~5 m)明显比顶板较大,并向巷道顶底板深部延伸;水仓硐室两帮中下部出现明显的应力集中区域,并沿硐室边缘向上延伸,应力集中系数最大可达2。

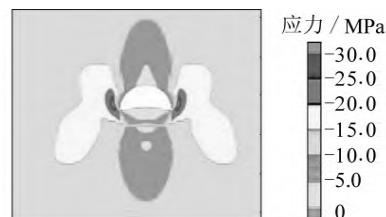


图1 未支护状态垂直应力分布特征

硐室弧顶肩部形成向斜上方延伸剪切破坏带,其破坏范围4.0~4.5 m,底板2~3 m内煤体拉伸破坏并向两侧延伸,同时造成底板两底角区域的岩体处于挤压剪切状态。

无支护状态位移较大区域处于硐室的顶板和底板,硐室顶板下沉量最大值为106 mm,底板中部底鼓量最大值为633 mm,硐室底鼓变形明显。现场硐室开挖过程中综掘机掘进工作面15~20 m位置即出现明显的顶板下沉和底板底鼓,及时采取了局部补打锚索加强支护措施,底鼓量最大值为700 mm,严重影响水仓的后续喷混凝土成型及安全使用。

3 全煤水仓硐室变形破坏原因分析

根据工程地质结构特征及数值模拟结果分析全煤水仓硐室变形破坏的原因主要有以下4点。

1) 水仓硐室围岩特性。水仓位于4号煤层中部,其周围煤体内节理、裂隙发育,且煤层本身含地下水,开掘过程中顶板淋水情况明显;底板多为软弱炭质泥岩,松散易碎,次为铝质泥岩,遇水易软化;底板无支护状态下顶板裂隙水随底板次生裂隙发育区渗入底板造成强度降低的同时产生较大的膨胀压力,是产生膨胀性底鼓的主要原因。

2) 水仓硐室埋深大,地应力较高。4号煤层埋深621.6~810.0 m,硐室受局部高地应力是其产生剧烈变形的重要条件;硐室开掘后,底板围岩特别是硐室2个底角附近由于应力高度集中而发生向硐室空间的剪切滑移;同时,硐室底板中部临空部位应力较小或无应力,在两端挤压作用下硐室底板中央出现拉伸破坏,宏观表现为剧烈的底鼓。

3) 初期支护方式。硐室掘进开挖围岩应力重新分布过程中顶拱和两帮初期常规支护难以控制底板围岩变形,顶板锚杆未达到深部稳定岩层,与局部增加的锚索组合不能有效发挥整体结构自身承载能力,在硐室顶板压力增大时造成顶板下沉明显;未处理的底板存在较大自由面,易发生明显的拉伸变形,同时将会影响顶板和两帮的稳定,最终导致硐室整体的严重变形或破坏失稳。

4) 二次开采扰动。由于硐室所处位置围岩地质条件特殊,硐室开掘过程中,受邻近主井、副井、井底车场及运输大巷等采准巷道、硐室开挖影响,围岩应力场承受二次扰动影响较大,造成硐室围岩应力的局部增加,硐室表面位移非线性增加明显。

4 深部全煤硐室底鼓控制技术

硐室是由两帮、顶板、底板构成的有机整体,相互之间存在受力与变形的相互影响,而联合支护结构中各个支护构件相互作用与围岩结构的优化耦合是实现支护一体化和荷载均匀化的关键^[10-11]。硐室底板岩体强度普遍偏低,多为含泥质成份的灰岩、泥岩等,在两帮高应力的挤压下,很容易产生向开挖临空区的塑性流动,有效处理底板(施加刚性注浆锚杆)是控制全煤硐室底鼓的关键。

高地应力、底板强度低、遇水弱化和开采扰动是

造成该水仓硐室掘进过程中产生底鼓的主要影响因素,初期支护时对硐室底板采取有效措施,特别是针对硐室底角应力集中区域,以增强底板岩体的抗剪能力是控制底鼓的关键;基于一体化(支护介质与围岩结构耦合一体化)控制原则,须采取“让、支、护、封”多重组合方式进行支护,最终确定采用锚网喷砌碹,底部反拱+底锚杆+钢筋网梁综合支护技术,支护结构如图2所示。

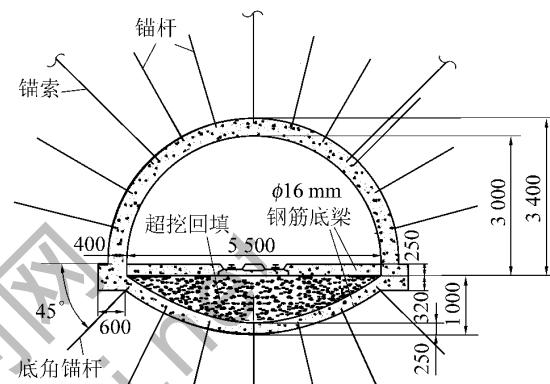


图2 反底拱支护结构

首先采用顶板锚杆(索)和帮部锚杆等柔性支护方式强化围岩强度,通过改善硐室围岩自身承载能力、应力分布,降低底板岩层的应力集中;通过加固两帮煤体支护强度有效控制松动圈向深部两侧的扩散,底板两侧的固定约束端也向开挖临空区方向收缩,减小了发生底鼓岩层的有效宽度。

1) 顶部选用 $\phi 20\text{ mm} \times 2 300\text{ mm}$ 螺纹钢锚杆,Q235钢托板,规格(长×宽×高)为 $150\text{ mm} \times 150\text{ mm} \times 8\text{ mm}$,每根使用3卷MSZ23/35型树脂药卷锚固,锚杆拉拔力不小于50 kN,锚杆间排距为 $700\text{ mm} \times 700\text{ mm}$ 。钢筋网采用直径6 mm的Q235钢筋焊接,网格 $100\text{ mm} \times 100\text{ mm}$ 。

2) 锚索选用 $\phi 15.24\text{ mm} \times 7 100\text{ mm}$ 托盘为长350 mm的16号槽钢,每根锚索3卷树脂药卷,预紧力不小于100 kN;排距2 800 mm,单、双根锚索交替菱形布置,单根锚索布置在硐室顶板中部,双根锚索布置在半圆拱两侧45°位置,以防止顶板下沉。其次采用反底拱+底板锚杆+底部钢筋网梁进行硐室底板控制,限制底板应力集中形成持续变形;同时增加两侧底角长锚杆的应用,有效改善底板应力集中和抗剪切能力。

3) 对底板以下1 250 mm深的煤层进行超挖,并对超挖后底板实施底板锚杆支护,然后铺钢筋网梁

喷混凝土形成厚度250 mm 封闭混凝土底梁。底梁筋采用双层(4根)ø16 mm 螺纹钢筋加工,沿硐室切向布置,双层钢筋间距100 mm,中间铺钢筋网与底梁搭接,间距2 000 mm,最后用矸石或用碎煤充填。

4) 底板锚杆选用ø20 mm×2 300 mm II级螺纹钢,Q235钢托盘,规格150 mm×150 mm×8 mm,间排距为1 000 mm×2 000 mm,锚固剂选用水泥砂浆全长锚固,锚杆端头须硬化防水处理。

5) 在施工中增加硐室两侧底角布置45°锚杆,同时提高锚杆强度和预紧力,应用ø20 mm×3 000 mm螺纹钢锚杆,托盘使用规格150 mm×150 mm×8 mm的Q235钢托盘,排距为2 000 mm,预紧力不小于100 kN。

最后采用全断面混凝土砌碹方案对硐室围岩进行封闭加固支护处理,拱顶砌碹厚度400 mm,基础深250 mm。硐室底角、反拱接茬区域围岩延伸砌碹加强支护,支护型式整体为“马蹄”型,保证拱体及两帮形成统一支护体,可有效防水防渗。

对为期3个月的围岩变形观测结果进行分析,结果表明在采取反底拱、强顶板、加底角锚杆等耦合支护技术后,锚杆、锚索补强作用明显,保持了顶板岩层的整体性的同时,有效地控制了底部围岩变形,硐室表面位移明显减少,显著提高了硐室支护效果。水仓内仓测点的顶底板累计移近量最大值为20.0 mm,移近速度为1.2~2.0 mm/d,两帮累计移近量最大值为36.0 mm,移近速度2.0 mm/d;井底水仓外仓测点的顶底板累计移近量为19.0 mm,移近速度为1.0~1.2 mm/d,两帮移近量变化不明显,取得了良好的工程应用效果。

5 结 论

1) 从工程地质条件、支护结构方面分析高应力状态下全煤硐室围岩变形破坏特征,提出高地应力、底板强度低、遇水弱化和开采扰动是造成该水仓硐室掘进过程中明显底鼓变形的内在原因,巷道服务周期较长,有效处理底板是控制煤层巷道底鼓的关键。

2) 反底拱在底板深部形成稳定、完全封闭的内部承载结构,拱形底板将底板受力传递至底角,同时底板锚杆加强支护下,抑制了其进一步发生拉伸和隆起变形;与底角锚杆所形成的支护体系将巷道开挖后应力重分布所导致的竖向与水平荷载力进行了

有利的转化,有效改善底板应力集中,抑制底角应力集中区岩体的剪切滑移破坏。

3) 针对胡家河煤矿井底水仓给定的巷道岩体结构型式、岩性及其地应力场条件,提出的锚网喷砌碹和底部采用反拱+底锚杆+钢筋网梁综合支护技术有效封堵了顶板淋水继续下渗,对高应力、易泥化底板巷道底鼓控制效果明显。

参 考 文 献:

- [1] 康红普,王金华,林 健. 煤矿巷道锚杆支护应用实例分析[J]. 岩石力学与工程学报 2010, 29(4): 650~652.
- [2] 谢广祥,常聚才. 超挖锚注回填控制深部巷道底鼓研究[J]. 煤炭学报 2010, 35(8): 1242~1247.
- [3] 姜耀东,赵毅鑫,刘文岗,等. 深部开采中巷道底鼓问题研究[J]. 岩石力学与工程学报 2004, 23(7): 2396~2401.
- [4] 柏建彪,李文峰,王襄禹,等. 采动巷道底鼓机理与控制技术[J]. 采矿与安全工程学报 2011, 28(3): 1~5.
- [5] 王卫军,冯 涛. 加固两帮控制深井巷道底鼓的机制研究[J]. 岩石力学与工程学报 2005, 24(5): 808~811.
- [6] 侯朝炯,何亚男,李 晓,等. 加固巷道帮、角控制底鼓的研究[J]. 煤炭学报 1995, 20(3): 229~234.
- [7] 何满潮,张国锋,王桂莲,等. 深部煤巷底鼓控制机制及应用研究[J]. 岩石力学与工程学报 2009, 28(S1): 2593~2599.
- [8] 安智海,张 农,倪建明. 朱仙庄煤矿松软破碎岩层巷道底鼓控制技术[J]. 采矿与安全工程学报 2008, 25(3): 263~267.
- [9] 张后全,韩立军,贺永年,等. 构造复杂区域膨胀软岩巷道底鼓控制研究[J]. 采矿与安全工程学报 2011, 28(3): 16~23.
- [10] 姜耀东,王宏伟,赵毅鑫,等. 极软岩回采巷道互补控制支护技术研究[J]. 岩石力学与工程学报 2009, 28(12): 2383~2390.
- [11] 伍永平,高喜才,解盘石,等. 大跨度动压损毁回采巷道修复与支护技术研究[J]. 岩石力学与工程学报 2011, 30(S1): 3016~3021.

征 订 启 事

2012年《煤炭科学技术》杂志定价:18元/册,全年12期共216元(含邮费)。本刊可邮局订阅,邮发代号:80-337,也可直接向本编辑部索取订单并办理订购业务,欢迎随时订阅。

汇款地址:北京市和平里青年沟路东口5号煤炭科学研究总院《煤炭科学技术》编辑部

联系电话:(010)84262920/2926-8002

传 真:(010)84262926-8010

电子信箱:cst410@china.com

网 址:www.mtkxjs.com.cn

邮 编:100013