

绞车硐室围岩破坏机理分析及注浆加固技术

郭东明¹ 王成刚¹ 吴毅耀² 侯健¹ 刘康¹ 薛华俊¹

(1. 中国矿业大学(北京)力学与建筑工程学院,北京 100083; 2. 西山煤电集团有限责任公司,山西 太原 030053)

摘要:为解决杨庄矿Ⅲ1采区绞车硐室两帮移近量大、顶板喷层脱落及严重底鼓等围岩破坏问题,在对围岩矿物成分进行试验分析基础上,采用现场测试和理论分析等方法对绞车硐室围岩破坏机理进行了研究。研究表明:巷道支护结构与支护参数的不合理和围岩含大量黏土矿物成分,是造成开挖已久的绞车硐室围岩破坏的2大主要原因。根据围岩破坏机理,通过理论计算和类比分析,提出了锚网喷结合注浆的二次加固方案。现场应用表明,采用该方案后,顶底板移近量和两帮移近量最大值分别为40、55 mm,绞车硐室趋于稳定。

关键词: 围岩破坏; 二次加固; 锚喷网支护; 注浆加固

中图分类号: TD353

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2014)04-0027-04

Surrounding Rock Failure Mechanism and Technology of Grouting Reinforcement in Winch Chamber

GUO Dong-ming¹, WANG Cheng-gang¹, WU Yi-yao², HOU Jian¹, LIU Kang¹, XUE Hua-jun¹

(1. School of Mechanics and Architecture Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China;

2. Xishan Coal and Electric Power Group Corporation Ltd., Taiyuan 030053, China)

Abstract: In order to solve the surrounding rock failure problems of winch chamber in No. Ⅲ1 mining area of Yangzhuang Mine, such as, two sides getting closer, severe skin falling off the roof of pulp and serious floor heave, through the surrounding rock mineral composition analysis, experiment, field test and theoretical analysis, the paper studied the failure mechanism of the surrounding rock, and then the scientific and reasonable secondary reinforcement scheme were put forward. The study results showed that unreasonable supporting structure and parameters and a lot of clay mineral components were two main causes for the failure. Through the theoretical calculation and analogy analysis, the paper put forward the secondary anchor reinforcement scheme by using rock bolt/mesh/shotcrete combined with grouting. The field application showed that the maximum convergences of roof-to-floor and rib-to-rib respectively were 40 mm and 55 mm after adopting the study plan, and the winch chamber deformation would be gradually stable.

Key words: surrounding rock failure; secondary reinforcement; support with anchor/mesh/shotcrete; grouting reinforcement

0 引言

随着我国煤炭产业的快速发展,巷道和硐室的维护及修复问题一直以来都受到特别的关注。在受采动应力作用的层状软弱围岩中掘进巷道或硐室,原来具有各种弱面的非连续介质煤岩体处于原始平衡状态,在掘巷和开挖后,这种平衡状态受到破坏,巷道和硐室围岩因变形释放大量能量,原有的围岩

弱面进一步扩展,同时产生新的裂隙,围岩膨胀、松动、破碎、变形量大。如果遇到地质条件复杂或支护方式不当时,巷道失效率仍很高,特别是在大变形、高地压、难支护的矿井中,巷道支护破坏更严重,陷入重复投资、多次复修的困境,成为影响矿区安全高效生产的主要制约因素^[1-3]。为了改善巷道维护情况,可采取2种有效措施,一是改善围岩结构及其性能,二是采取合理的支护技术。对于破碎围岩、高应

收稿日期: 2013-12-22; 责任编辑: 曾康生 DOI: 10.13199/j.cnki.cst.2014.04.008

基金项目: 教育部新世纪优秀人才支持资助项目(NECT-12-0965); 国家自然科学基金面上资助项目(51274204)

作者简介: 郭东明(1974—),男,江西新余人,副教授。Tel: 18612801964 E-mail: wcg19871021@163.com

引用格式: 郭东明,王成刚,吴毅耀,等.绞车硐室围岩破坏机理分析及注浆加固技术[J].煤炭科学技术,2014,42(4):27-30.

GUO Dong-ming, WANG Cheng-gang, WU Yi-yao, et al. Surrounding Rock Failure Mechanism and Technology of Grouting Reinforcement in Winch Chamber[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(4): 27-30.

力巷道,仅采用锚杆支护或架棚支护不但成本高、支护阻力小,而且巷道维护效果差^[4]。通过注浆加固改善破碎围岩结构及性能,提高巷道围岩承载能力,是利用围岩自身承载能力的一条有效技术途径^[5-6]。破碎围岩注浆加固,是利用浆液把围岩的各种弱面充实、重新胶结起来,从而提高围岩整体稳定性和力学性能,增强围岩自承载能力^[7-8]。围岩注浆加固常与巷道支护形式结合起来,这不仅能改善围岩岩性和应力分布,而且大幅减小巷道围岩变形,减轻支架承受的外载压力,改善支架的受力状况^[9-11]。国内外诸多注浆加固实践证实了巷道围岩注浆是加固围岩、维护巷道稳定性最为有效的方法之一,而且动压巷道和软岩巷道用注浆加固一般都能获得不同程度上的成功^[12]。笔者通过室内试验、现场测试和理论分析等方法对杨庄矿Ⅲ1采区绞车硐室围岩破坏机理进行了研究,经理论计算和类比分析提出了科学合理的二次加固方案,一方面为绞车硐室的修复提供方案,另一方面根据绞车硐室所存在问题的特殊性提出新的注浆加固施工工艺。

1 矿井Ⅲ1采区绞车硐室概况

1.1 地质概况

淮北矿业集团杨庄矿Ⅲ1采区绞车硐室位于Ⅲ1采区上部,Ⅱ51采区下部,标高-322.8—-317.5 m,地面标高+31.0 m,该硐室东为Ⅲ1行人上山,西为Ⅱ51下部车场,南为Ⅲ1总回风巷及Ⅱ519采空区,北为Ⅲ1轨道上山及上部车场,该硐室在同一标高上四周均有老巷存在,岩柱厚5~20 m,南侧距离Ⅱ519工作面采空区70 m,西侧距Ⅱ5112工作面采空区140 m。该硐室直接顶为厚1.6 m的灰色粉砂岩,基本顶为砂岩及粉砂岩,与5号煤层间距10.2 m,绞车硐室长×宽×高为12.6 m×7.0 m×5.3 m。

1.2 支护概况

Ⅲ1采区绞车硐室于2006年7月开挖,设计硐室宽为7 000 mm,高为5 300 mm,为直墙半圆拱,采用锚网喷支护,采用 $\phi 20$ mm×1 800 mm高强螺纹钢锚杆,配钢带规格为W型2 600 mm×200 mm,菱形网规格,即长×宽为3 000 mm×1 000 mm;锚杆间排距800 mm×800 mm,外露长度10~40 mm,每孔配2卷Z2550型树脂卷,锚杆初锚转矩不小于300 N·m,锚固力不小于80 kN。喷射混凝土材料为425号硅酸盐水泥、中粗黄砂及石子等,水泥、黄砂、石子质量比为1:2:2,喷层厚100 mm。

1.3 破坏特征

1) 两帮移近量大。Ⅲ1采区绞车硐室开挖之初,设计宽度为7 000 mm,使用6年后两帮距离仅为6 300 mm,两帮移近总量约为700 mm,年平均移近量超过100 mm。

2) 顶板喷层脱落。Ⅲ1采区绞车硐室直接顶为厚1.6 m的灰色粉砂岩,基本顶为砂岩及粉砂岩,长年不断受围岩压力以及机械作业等因素的影响使得顶板喷层脱落严重,致使“网兜”现象明显,并伴随钢筋菱形网多处撕裂、钢带断裂。

3) 底鼓严重。Ⅲ1采区绞车硐室初次支护底板无支护,导致该绞车硐室的围岩存在明显的软面,初期底板变形量较小,但随着周边巷道的相继开挖,受采动及机械作业等影响,导致底鼓越来越明显,几乎每月均要挖底,严重影响绞车硐室正常使用和安全生产。

2 矿井Ⅲ1采区绞车硐室围岩破坏原因

2.1 围岩岩性差

Ⅲ1采区绞车硐室及其周边巷道围岩矿物成分分析试验测试内容包括:黏土矿物总量和常见非黏土矿物X射线衍射定量分析、黏土矿物相对含量X射线衍射分析,其试验结果见表1。

表1 矿物成分含量和黏土矿物所占比例

试验 编号	矿物质量分数/%				黏土矿物 比例/%
	石英	斜长石	方解石	菱铁矿	
1	40.6	4.9	6.3	20.4	27.8
2	43.5	3.9	6.6	19.5	26.5
3	38.8	3.4	8.7	20.7	28.4

宏观上由于Ⅲ1采区绞车硐室顶、底板均为软弱灰色粉砂岩结构岩层,其岩体抗压强度低、裂隙发育、自身稳定性和承载能力较差,在地应力作用下极易失稳破坏。底板含水比较大,底板含水会减小岩层节理以及节理与裂隙间的摩擦力,形成岩层滑移面,致使致密岩层分成薄层,岩体结构变松散,岩体抗压强度减弱,在地应力作用下,底板易发生底鼓。微观上由于绞车硐室黏土矿物成分含量高,其含有大量蒙皂石、高岭石、伊利石等膨胀性黏土矿物,在施工作业时,会由于浸水而会发生岩层泥化、崩解、破裂现象,降低岩体抗压强度,最终导致岩层碎胀和膨胀性破坏。

2.2 支护结构与支护参数不合理

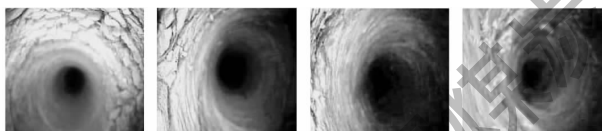
Ⅲ1采区绞车硐室围岩的原始支护方式如下:

采用锚网喷支护仅对巷道顶帮进行支护,而巷道底板无支护时,绞车硐室的围岩存在明显的弱面,导致硐室发生底鼓。绞车硐室原锚网喷支护采用直径20 mm、长1 800 mm 高强螺纹钢锚杆,直径和长度均较小,无法满足高地应力以及采动应力共同作用的要求,无法实现主动积极支护。围岩极为破碎,整体性极差,锚固结构的面层不能提供有效的约束力,从而使得巷道围岩出现较大程度的变形和破坏,变形破坏后的围岩力学特性显著降低,不能形成稳定的主动支护结构,加剧了巷道后期的变形破坏。

3 矿井Ⅲ1采区绞车硐室二次加固措施

3.1 底板二次加固措施

由于Ⅲ1采区绞车硐室原有支护结构不合理,即底板采用无支护形式,再加上大量黏土矿物成分的存在,导致绞车硐室底鼓严重,以致绞车硐室不能正常使用。根据现场深孔窥视仪测试围岩破碎深度结果(5 m)及底板地质条件,采用长锚索和注浆综合加固的方式,以控制硐室底板的继续变形,保证绞车硐室的使用,深孔窥视仪拍摄图片如图1所示。



(a) 底板深2.3 m (b) 底板深3.2 m (c) 底板深4.5 m (d) 底板深5.0 m

图1 深孔窥视仪拍摄图片

由图1可知:绞车硐室底板的围岩破碎或裂隙发育区可达到2.3~3.2 m,随着探头进一步伸入孔中,可以发现在该破碎范围之外,虽底板岩层没有出现明显破碎松动现象,但也有较多的裂隙,尤其是在4.5~5.0 m内又出现一段明显的破碎区。因此,采用悬吊理论求解底板锚索支护的有关设计参数时锚索有效长度取5 000 mm。

3.1.1 锚索支护参数优化设计

据巷道断面尺寸及现场深孔窥视仪测试结果,采用悬吊理论得出底板锚索支护的有关设计参数。

1) 锚索长度 L 计算公式为^[13]

$$L = L_1 + L_2 + L_3 \quad (1)$$

其中: L_1 为锚索外露长度,取200 mm; L_2 为锚索有效长度,取5 000 mm; L_3 为锚索锚固端长度,取3 000 mm。由式(1)计算 $L=8.2$ m,取9.0 m。

2) 锚索直径。选定锚索直径 $d=17.8$ mm,锚索种类为高强度锚索。

3) 锚索间排距 a 计算式为

$$a = \sqrt{Q/(KL_2\gamma)} \quad (2)$$

其中: Q 为锚索锚固力,取355 kN; K 为安全系数,一般取1.5~2.0,取1.5; γ 为不稳定岩层平均容重,取20 kN/m³。由式(2)计算锚索间排距 $a=1.64$ m,取1.6 m。

据此,高强度锚索参数选 $\phi 17.8$ mm \times 9 000 mm,间排距1 600 mm \times 1 600 mm。

3.1.2 注浆参数优化设计

为保证底板注浆及锚索锚固取得良好效果,采用先浅部注浆后深部注浆的方式。具体如下:先在底板下挖底300 mm,然后铺设100 mm厚的混凝土,接着在达到满足施工强度的混凝土挖底水平上,进行初次浅孔注浆,等注浆液达到一定强度和要求后,再进行二次深孔注浆,深孔注浆是将注浆锚杆和锚索用铁丝绑扎在一起,共同放入注浆孔中,最后铺设200 mm厚的混凝土。

1) 浅孔注浆。浅孔注浆锚杆长1 400 mm,采用全开孔,孔距100 mm,十字交错布置,间排距1 600 mm \times 1 600 mm,锚杆外露长度为10~40 mm,混凝土采用425号普通硅酸盐水泥。

2) 深孔注浆。深孔注浆锚杆长9 000 mm,由3节3 m的注浆锚杆组成,出浆孔设置在末端一节注浆锚杆上,采用半开孔,孔距100 mm,十字交错布置,间排距1 600 mm \times 1 600 mm,锚杆外露长度10~40 mm,混凝土采用425号普通硅酸盐水泥。

3.2 顶帮二次加固措施

由于Ⅲ1采区绞车硐室原有上帮锚杆支护参数不合理,即锚杆为 $\phi 20$ mm \times 1 800 mm 高强螺纹钢锚杆,直径和长度均较小,再加上大量黏土矿物成分的存在,致使围岩极为破碎,整体性极差,锚固结构的面层不能提供有效的约束力,无法实现主动积极支护,从而使得巷道围岩出现较大程度的变形和破坏。根据现场松动圈测试围岩冒落高度及水文地质条件,现对锚杆支护参数进行优化设计并结合注浆加固的方式,以解决两帮移近和喷层脱落等问题,保证人员、设备的安全和Ⅲ1采区绞车硐室的正常使用。

3.2.1 锚杆支护参数合理设计

根据巷道断面尺寸及现场松动圈测试结果,现采用悬吊理论得出锚杆支护的有关设计参考参数^[13]。

1) 锚杆长度 L' 计算式为

$$L' = L_1' + L_2' + L_3' \quad (3)$$

其中: L_1' 为锚杆外露长度, 取 200 mm; L_2' 为锚杆有效长度, 取现场松动圈实测值 1 650 mm; L_3' 为锚杆锚固端长度, 取 500 mm。由式(3) 计算锚杆长度 $L' = 2.35$ m, 取 2.4 m。

2) 锚杆直径。选定锚杆直径 $d' = 22$ mm, 锚杆种类为高强度螺纹钢。

3) 锚杆间排距 a' 计算公式为

$$a' = \sqrt{Q'/(KL_2'\gamma)} \quad (4)$$

其中: Q' 为锚托力, 取 50 kN。由式(4) 计算锚杆间排距 $a' = 0.83$ m, 取 0.8 m。据此, 螺纹钢锚杆参数选 $\phi 22$ mm \times 2 400 mm, 间排距 800 mm \times 800 mm。

3.2.2 金属网与喷层参数

1) 钢带、金属网参数: 根据工程类比法, 采用 $\phi 4$ mm \times 2 600 mm 钢带, 两端压茬为 100 mm; 金属网长 \times 宽为 3 000 mm \times 1 000 mm, 每 200 mm 用 12 号铁丝联接牢固。

2) 初次喷射 150 mm 厚混凝土, 使用 425 号普通硅酸盐水泥, 采用细度模数大于 2.5、含水率不大于 7% 的纯净河砂, 石子粒径 5 ~ 10 mm, 水泥、河砂、石子质量配比为 1: 2: 2; 速凝剂掺入量一般为水泥质量的 2.0% ~ 3.5%, 强度等级为 C20。7 d 后第 2 次复喷, 在初喷的基础上铺设 1 层金属网后再安装 1 块托盘进行双层网锚固, 锚固完毕之后再喷射 50 mm 厚的混凝土。

3.2.3 注浆参数设计

在绞车硐室两帮底板以上 1.0 m 位置, 沿巷各打 1 排注浆锚杆孔, 间距 1 400 mm, 采用 $\phi 22$ mm \times 2 200 mm 的注浆锚杆, 外露长度为 10 ~ 40 mm, 混凝土采用 425 号普通硅酸盐水泥。

4 矿井Ⅲ1采区绞车硐室注浆加固效果

为了验证Ⅲ1采区绞车硐室设计支护方案的可行性及效果, 在井下布置矿压监测站, 采用新支护方案后, 50 d 内巷道两帮移近量、顶底板移近量的观测结果如图 2 所示。可以看出, 顶底板移近量和两

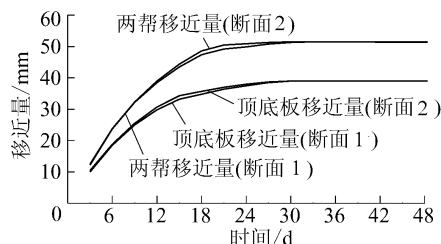


图2 矿井Ⅲ1采区绞车硐室加固后顶底板和两帮移近量

帮移近量最大分别约为 40、55 mm, 且逐渐趋于平缓, 说明巷道逐渐趋于稳定。采用锚杆、索、网进行联合支护及注浆等综合加固措施后, 围岩形成了一个整体, 提高了围岩的强度、整体性和稳定性, 且由巷道支护后长期顶底板移近量和两帮移近量的变化趋势可知, 巷道在二次加固后, 围岩基本稳定, 达到了支护要求。

5 结 论

1) 巷道成型后采用常规的锚网喷支护可以在短期内保证巷道的稳定, 但是随着时间的推移, 巷道逐渐变形破坏, 因此锚网喷支护无法到达深部巷道长期支护的要求。

2) 二次注浆加固技术, 使得围岩松动破坏产生的裂隙以及围岩与锚杆(索)之间的间隙被注浆浆液充填, 提高了围岩自身完整性和围岩与锚杆(索)联合支护体的整体性, 从而形成了一个稳定拱, 提高了围岩的自承载能力, 减小和控制了围岩变形, 改善了巷道状况, 实现了巷道的稳定支护。

参考文献:

- [1] 贾 蓬, 唐春安, 王述红. 巷道层状岩层顶板破坏机理[J]. 煤炭学报, 2006, 31(1): 11-15.
- [2] 刘 高, 聂德新, 韩文峰. 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.
- [3] 桂祥友, 张 辉, 徐佑林. 超千米深井巷道围岩变形破坏机理分析及控制[J]. 煤炭科学技术, 2013, 41(S1): 1-3.
- [4] 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.
- [5] 张 农. 巷道滞后注浆围岩控制理论与实践[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2004.
- [6] 杨宏敏, 杨吉平, 丁效雷, 等. 采动敏感型巷道围岩控制技术研究[J]. 煤炭工程, 2007(10): 35-37.
- [7] MA G W, HAO H, ZHOU Y X. Assessment of Structure Damage to Blasting Induced[J]. Engineering Structures, 2000(22): 1378-1389.
- [8] 杨新安, 陆士良. 软岩巷道锚注支护理论与技术的研究[J]. 煤炭学报, 1997, 22(1): 32-36.
- [9] 王连国, 李明远, 王学知. 深部高应力极软岩巷道锚注支护技术研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16): 2889-2893.
- [10] 葛家良. 软岩巷道注浆加固机理及注浆技术若干问题的研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 1998.
- [11] 冯志强. 破碎煤岩体化学注浆加固机理分析及应用[J]. 煤炭科学技术, 2008, 36(10): 37-40.
- [12] 陈春生. 高压喷射注浆技术及其应用研究[D]. 南京: 河海大学, 2007.
- [13] 赵庆彪. 深井破碎围岩煤巷锚杆-锚索协同作用机理研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2004.