

文章编号: 1673-3363-(2015)03-0518-05

王洼煤矿软岩巷道变形破坏及支护对策

张杰, 杨涛, 王斌, 肖琦, 刘东

(西安科技大学能源学院, 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 为了有效控制软岩回采巷道的变形破坏,对王洼1522⁻¹工作面回采巷道进行了围岩结构、力学参数、岩石成分和现场监测分析。研究表明,巷道顶底板属遇水膨胀软岩,全煤巷道煤层内裂隙发育,端头锚固的长度对锚固支护的有效性差,难以形成有效的承载结构。现有支护条件下围岩应力不能保持平衡,巷道顶底板和两帮变形大,底鼓严重,满足不了软岩回采巷道围岩变形要求。在实验和实测的基础上,得到了软岩回采巷道的变形破坏原因,提出了全长锚固支护方式及合理参数,取得了良好的应用效果。

关键词 软岩; 围岩特征; 破坏机理; 影响因素; 回采巷道; 锚网支护

中图分类号 TD 32 **文献标志码** A **DOI** 10.13545/j.cnki.jmse.2015.03.027

Deformation and fracture and its supporting measures in soft rock roadway in Wangwa coal mine

ZHANG Jie, YANG Tao, WANG Bin, XIAO Qi, LIU Dong

(School of Energy Engineering, Key Laboratory of Western Mine & Hazard Prevention China Ministry of Education, Xi'an, Shaanxi 710054, China)

Abstract In order to effectively control the deformation and failure of soft rock entry, rock structure and physical mechanics parameters and ingredient and field monitoring have been used in 1522⁻¹ mining entry. Experiments indicate that the roof and floor belong to swelling soft rock and that the fractures in coal are well generated. Thus the reliability of the end bolt and bolt strength is depressed and difficult to form stability and effective load bearing structure. The support way can't make rock-mass stress balanced, with the deformation of roof-floor and sides big and floor protrude serious. It can't meet the requirement of deformation character of surrounding rock in the soft rock roadway. Based on experiments and field monitoring, the cause of deformation and failure of weakness rock mining roadway is obtained. The full length anchoring bolt and net support and reasonable parameter are put forward, which achieves good application effect.

Key words soft rock; rock-mass characteristics; destruction mechanism; influencing factor; mining entry; bolt net support

软岩回采巷道支护技术是影响煤矿安全生产的关键技术之一,王洼煤矿5煤采用分层开采,现

开采上分层,矿压显现剧烈,巷道围岩松软,变形严重,属于典型的软岩巷道。巷道断面的变形,支

收稿日期: 2013-11-01

基金项目: 国家自然科学基金项目(51474173, 51204133); 陕西省教育厅重点实验室科研计划项目(13JS065)

作者简介: 张杰(1978—),男,四川省达县人,博士,副教授,从事矿山压力及岩层控制方面的研究。

E-mail: zhangjie655@163.com

Tel: 13991969464

护的破坏,都将严重地影响安全运输、通风和行人,制约矿井的生产^[1-3]。随着矿井开采范围加大,对强度降低、易吸水、膨胀破碎特性的软岩,若支护方案确定不合理,巷道破坏将会加剧^[4-5]。加强巷道围岩的控制和巷道的动态稳定性分析是非常必要的^[6-8]。国内外对软岩巷道支护理论和技术进行了深入研究,取得了相关成果^[9-11]。由于煤层赋存条件和开采方法的差异,巷道破坏机理和相应的对策措施也迥然不同^[12]。

1 工程概况

王洼矿 1522⁻¹ 工作面开采煤层为 5 煤,煤层厚度 9.11 m,埋深 500 m 左右。回风巷道沿 5 煤顶板掘进,留 800 mm 顶煤,全长 1 516 m。巷道为全煤巷施工,煤性脆硬,煤内裂隙发育。煤层顶板为泥岩,底板为遇水膨胀泥岩。原支护方式为锚网索支护,锚杆为 $\Phi 20$ mm 螺纹钢,顶锚杆长 2 500 mm,2 支 K2370 药卷锚固,帮锚杆长 2 200 mm,1 支 K2370 药卷锚固,锚杆间排距为 800 mm。锚索为 $\Phi 17.8$ mm \times L8000 mm 钢绞线,间距 2 m,排距 5 m,4 支 K2370 药卷锚固,铺金属网和钢梯子。支护失效后采用锚网棚联合支护修复,U 型金属支架为 3700 mm \times 2800 mm,棚距为 800 mm,锚网参数同前。调研发现该矿过去的巷道在施工和使用过程中发生过各种形式的变形和破坏,主要有冒顶鼓包、锚杆破坏、棚子压弯折腿及底鼓等现象,变形破坏部分形式见图 1 所示。



图1 原巷道变形和破坏
Fig.1 The deformation and destroy of roadway

2 实验分析

实验分析表明,巷道顶板岩层主要为灰色泥岩,结构面发育,裂纹纵横交错切割,以水平层理发育为主,试件加工困难,层理间黏结差,容易遭到破坏,矿物组成主要有石英、绿泥石、伊利石及高岭石等。底板岩层整体性较好,吸水后软化膨胀,裂隙和裂纹较少,矿物组成主要有石英、高岭石及绿泥石等。煤层节理裂隙和内生裂隙发育,构造裂

隙也比较发育,裂隙面有时交叉贯通,煤与树脂锚固剂之间的黏结强度小,锚固可靠性差。

对巷道围岩进行单向抗压、抗拉和抗剪实验。崩解过程见图 2 所示。顶板岩石浸水 2 h 后沿层面断面开裂崩解,破裂成碎块,48 h 后进一步分解,分解颗粒均质、泥化程度较高。底板岩石浸水 5 min 后开始崩解,主要表现为网状裂隙分布,48 h 后崩解成小颗粒状散体,遇水软化效应明显。煤层对水的反应缓和,无明显崩解和软化现象。X 射线衍射表明,顶板岩层中主要为石英、高岭石 8%、伊利石 5%,还有钾长石和其他成分。底板岩层中主要为石英、高岭石 19%、伊利石 17%,还有钾长石和其他成分。实验获取的岩样力学参数表明该巷道顶底板属软弱的顶底板。

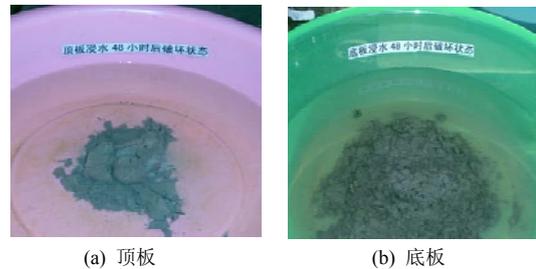


图2 岩石崩解实验
Fig.2 Slaking experiment of rocks

3 破坏机理监测分析

3.1 监测及结果分析

测站布置在 1522⁻¹ 工作面回风巷,在距离掘进工作面 50 m 远的地方开始布置测站,原锚网支护和锚网棚修复支护各布置了 4 个测站,采用“十字布点”法布置,主要监测巷道两帮、顶底板移近和顶板离层,DLY-10 型顶板离层仪深基点固定在顶板 8 m 深处,浅基点固定在顶板 3 m 深处。

原锚网支护监测表明,大部分测点收敛梯度急剧变化,呈非线性关系。巷道施工成形后顶板下沉和两帮变形都呈增加趋势,在围岩应力调整平衡过程中不能保持平衡,难以进入稳定状态。15 d 内最大顶底板移近量达 122 mm,最大移近速率 8.2 mm/d,最大两帮变形达 163.5 mm,最大变形速率 10.8 mm/d,部分测点变形过程见图 3 所示。并在后期进一步发生急剧变化,巷道变形加剧必然导致巷道的进一步破坏,现有支护方式和参数满足不了围岩变形,需要控制其早期变形。

锚网联合修复支护监测表明,巷道顶部变形累计量起伏不大,2 个月内顶底板移近量最大 136 mm,

移近最大速度 2.2 mm/d, 两帮变形量最大 108 mm, 收缩最大速度 1.7 mm/d。离层变形量最大 55 mm, 这主要是因为顶煤变形碎胀导致巷道顶下沉, 又是离层发生的原因, 其中的 2, 3 号测站变形见图 4 所示。在锚棚联合支护作用下围岩应力基本能调整平衡, 最终进入稳定状态, 但有部分棚子破坏, 并且支护成本很高。

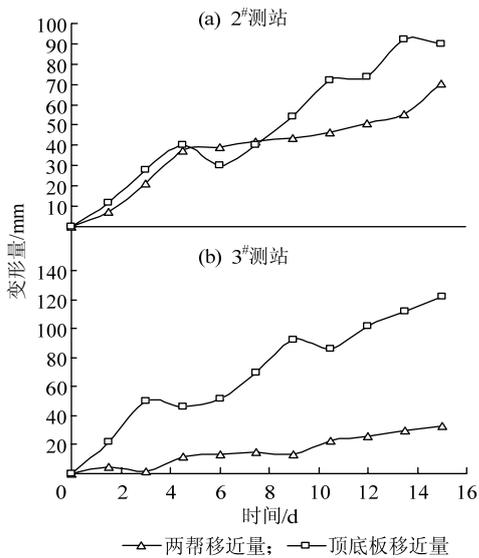


图 3 锚网支护的变形

Fig.3 Deformation of bolt net support

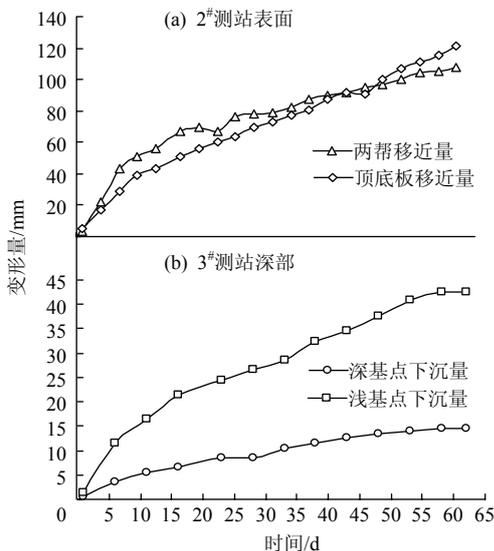


图 4 锚棚联合支护的变形

Fig.4 Deformation of bolt anchor and shed combined support

3.2 变形破坏机理及控制技术

1) 高强度支护系统

由前面分析可知, 该巷道埋深在 500 m 左右, 静压作用下巷道围岩可能变形失稳, 巷道围岩属破

碎软岩, 在采动影响下其不稳定性进一步增加。两帮破坏后出现大范围的塑性区, 塑性区破坏使煤体失去对顶板的支撑作用, 导致离层发生, 巷道帮角在集中应力下也出现塑性区。原锚网支护参数已不再适应巷道非线性大变形的要求, 支护结构必然破坏失效。因此, 适合采用高强度预应力支护体系, 及时支护暴露围岩, 充分利用预应力支护结构柔性特点, 在保证有效支护条件下让压产生少量位移释放能量, 同时保持在大变形中整体稳定, 最大限度地调动围岩自身的承载能力。同时进行锚索加固, 由于锚索长度较大, 能够深入到深部较稳定的岩层中, 锚索对被加固岩体施加预紧力, 限制围岩有害变形的发展, 改善了围岩的受力状态, 增加围岩自承圈厚度。

2) 全长锚固对围岩的控制机理

巷道为全煤巷施工, 应采用高强度支护系统增加其弱面黏聚力和内摩擦角, 增强煤体的抗剪能力, 控制锚索间浅部松散岩体, 保证小结构的稳定, 使顶板自身荷体转变成承载体。全长锚固锚杆中性点理论认为, 在靠近锚杆尾部, 锚杆阻止围岩向壁面变形, 剪应力指向壁面。在锚杆头部, 围岩阻止锚杆向壁面方向移动。锚杆上的剪应力指向相背的分界点, 称为中性点, 该点处剪应力为零, 轴向拉应力为最大。由中性点向锚杆两端剪应力逐渐增大, 轴向拉应力逐渐减少。

轴向锚固作用。端锚锚杆仅锚头与孔底岩体固结, 主要依靠托板阻止围岩径向位移而产生径向支护力, 受力均匀分布在沿锚杆长度方向, 杆体产生均匀拉伸, 杆体受力对围岩的变形不敏感, 支护刚度相对较低。全锚锚杆将围岩与锚杆黏结成整体, 主要集中在弱面附近、黏结剂破坏段的杆体产生拉伸, 应力及应变沿锚杆长度方向分布, 对岩层滑动大及不均匀变形的杆体部位受力大, 杆体的受力对围岩变形很敏感, 能及时抑制围岩相对位移与离层, 其支护刚度相对较高。在锚杆轴力作用下, 使得围岩中应力增加了 $\Delta\sigma_r$:

$$\Delta\sigma_r = \sigma_b / S \quad (1)$$

式中: σ_b 为锚杆的轴力, N; S 为锚杆的影响面积。

由于全长锚固沿轴向力分布不均, 围岩增加应力计算困难, 一般轴力通过测力锚杆确定。

切向锚固作用。端锚锚杆孔与锚杆存在较大间隙, 弱面抗剪能力主要来自锚杆预紧力和锚杆本身, 只有节理发生很大错动时锚杆才发挥作用。而

全锚锚杆提高弱面抗剪能力远大于端锚，锚固剂充满杆体与孔间间隙，在节理沿切向错动时就发挥作用，节理达到抗剪强度时，锚杆也达到最大抗剪能力，在锚杆切向力作用下，使弱面抗剪能力增加 $\Delta\tau$ ：

$$\Delta\tau = \tau_0 \left(1 - \frac{x}{l} e^{-\alpha x} \right) \quad (2)$$

式中： τ_0 为锚杆端头应力； x 为离端头距离； l 为锚杆长度； α 为衰系数。

3) 注浆加固技术

巷道顶板岩层中局部存在含水层和裂隙水，在巷道应力重新分布过程中顶板裂隙出现，顶板泥岩在水作用下产生泥化作用，泥岩性质改变导致锚杆的支护作用丧失。注浆加固是利用浆液把围岩的各种弱面充实，并把弱面和充填体重新胶结起来，力学性质大幅提高，特别是内聚力和内摩擦角增大很多，提高围岩自身的承载能力，从而显著提高巷道稳定性。同时，由于注浆具有良好封闭性，围岩注浆可以及时封堵围岩裂隙，使围岩失去涌水通道，消除和降低水对围岩力学性质的影响，防止围岩进入流变期。采用注浆锚杆，可发挥注浆加固与锚杆支护二者的各自优势，共同保持围岩的稳定，注浆的主要作用是加固围岩及防治水患。对于本巷道而言，注浆的目的是封堵顶板岩层中的裂隙，使顶板水失去通道，消除水对煤岩体和锚固层的侵害，以保持锚杆的预拉力，发挥锚固体整体的预应力承载性能。

4 支护方案及应用

4.1 设计方案

针对该巷道变形破坏原因，设计以全长锚固锚杆为基础，锚索为加强支护。选用 $\Phi 20$ mm 建筑螺纹钢锚杆，配合使用金属网及钢筋梯子，顶锚杆长

3 000 mm，采用 2 支 K2370 和 1 支 Z2370 锚固剂，帮锚杆长 2 500 mm，采用 1 支 K2370 和 1 支 Z2370 锚固剂，由原加长锚固改为全长锚固，锚杆间排距均为 700 mm。锚索为 $\Phi 17.8$ mm \times L10000 mm 钢绞线，间距 1.8 m、排距 2.4 m，3 支 K2370 和 2 支 Z2370 锚固剂，用来提高支护强度，弥补锚杆支护强度的不足，控制围岩在较大范围破坏，并将浅部和深部岩体连接成整体。

有渗水时考虑泥岩遇水泥化作用，在基本支护方式基础上，采用注浆加固，注浆加固选用堵水材料马丽散，巷道掘出遇水后强度迅速降低、变形明显、裂隙增多，故采用滞后注浆，一般滞后掘进头 40 m 左右。采用一次长管方式注浆，初步设计注浆孔间排距 1.5 m，孔深 2.0 m，注浆压力不大于 2 MPa。现场施工依据渗水位置确定，每根注浆锚杆控制面积 2.5 m² 左右。

4.2 支护效果分析

试验段属无渗水段，采用新支护方案后布置了 3 个监测点，进行了历时 90 d 的监测。监测结果显示，1[#]测点顶底板变形比帮部变形大，与帮部变形基本同步，2[#]测点初期变形比较大，后期变形较缓，3[#]测点突变比较频繁。30 d 内各测点顶底板累计移近量为 40~55 mm，两帮累计收敛变形量达 35~45 mm。30 d 之后在围岩应力调整平衡的过程中，大部分测点收敛变形平缓，呈线性分布收敛，顶板及两帮基本保持平衡，逐渐进入稳定状态。离层主要发生在浅基点范围内，各测点顶板离层变形量累计 15~16.5 mm。3 m 范围内的顶板位移都在短时间内较快增长到一定值后呈缓慢增长的趋势，累计值在 20 mm 以内，3~10 m 之间的位移在 10 mm 左右。巷道的变形过程如图 5 所示，各测点监测结果见表 1 所示。

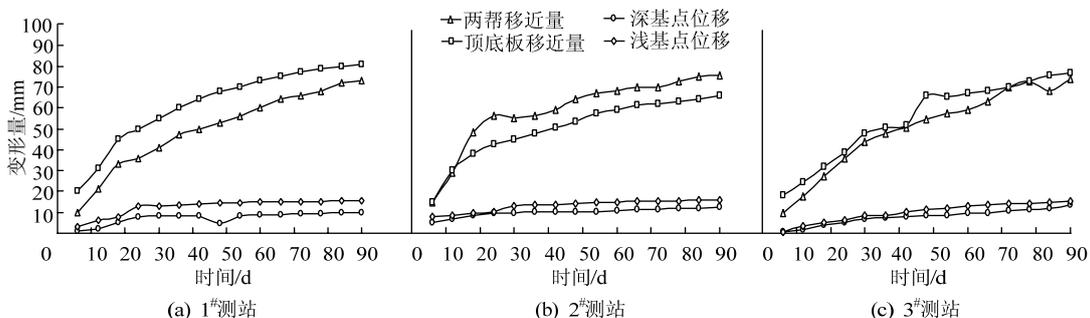


图 5 新支护方式的变形

Fig.5 Deformation of new support

表 1 巷道围岩变形

Table 1 The deformation of surrounding rock

测站	顶底板移近		两帮移近		离层	
	累计/ mm	最大速率/ (mm·d ⁻¹)	累计/ mm	最大速率/ (mm·d ⁻¹)	深部/ mm	浅部/ mm
1	81	3	79	2.7	10	15.8
2	68	2.4	78	2.7	13	16.5
3	79	2.2	76	1.9	14	15.5

综上所述可知,巷道顶部变形较大,帮部次之,新方案有效控制了巷道的变形破坏,避免了锚棚联合支护的高成本,由于该矿第 1 次采用新的试验方案,不完全具备相应的施工技术,支护效果受到了一定的影响。而同一巷道的原锚网梁支护段掘进后短时间内就发生大变形和破坏,采用锚棚联合支护修复后也仍有较大变形,研究提出的锚网支护方案和参数有效控制了巷道的大变形。在没有渗水时,顶板采用高性能锚网支护效果较好。有渗水采取注浆加固联合支护,也有效实现了有水条件下巷道的控制,回采期间巷道保持了较高的稳定性。

5 结 论

1) 煤层开采深度大,巷道围岩条件情况复杂,在采动影响下巷道破坏加剧,出现冒顶鼓包、锚杆失效及底鼓破坏,原锚网支护满足不了软岩回采巷道的变形要求。原锚棚支护参数巷道尽管能保持基本稳定,但仍有相当部分棚子被破坏,且支护成本很高。

2) 巷道顶底板岩层均为破碎泥岩,强度小,内生裂隙发育,吸水后崩解软化,煤层内生裂隙和构造裂隙发育,可锚固性差,1522⁻¹回风巷道围岩属于破碎、高应力、膨胀软岩。

3) 得到了软岩回采巷道的变形破坏原因,主要是巷道为全煤施工,而煤层裂隙发育破碎,煤与锚固剂间黏结强度不高,锚杆的锚固可靠性和强度降低,不能形成有效的稳定承载结构。研究提出的全长树脂锚固锚杆和锚索加强支护的联合支护方案和参数,在现场取得了良好的支护效果。

参考文献:

- [1] 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,1999:20-38.
- [2] 何满潮,孙晓明.中国煤矿软岩巷道工程支护设计与施工指南[M].北京:科学出版社,2004:65-110.
- [3] 马念杰,侯朝炯.采准巷道矿压理论及应用[M].北京:煤炭工业出版社,1995:25-60.
- [4] 李宝珠.矿井地质力学测试在巷道支护中的应用[J].煤炭科学技术,2006,34(8):46-47.
LI Baozhu. Application of mine geotechnical measurement and test to mine roadway support[J]. Coal Science and Technology, 2006, 34(8): 46-47.
- [5] 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,2007:36-51.
- [6] 柏建彪,侯朝炯.深部巷道围岩控制原理与应用研究[J].中国矿业大学学报,2006,35(2):145-148.
BAI Jianbiao, HOU Chaojiong. Control principle of surrounding rocks in deep roadway and its application[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2006, 35(2): 145-148.
- [7] 肖同强,柏建彪,李金鹏,等.断层附近煤巷锚杆支护破碎围岩稳定机理研究[J].采矿与安全工程学报,2010,27(4):483-486.
XIAO Tongqiang, BAI Jianbiao, LI Jinpeng, et al. Stabilization mechanism of crushed surrounding rock in coal roadway with bolt support near fault[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(4): 483-486.
- [8] 张连福.新型锚喷支护技术及其在桃园矿区的应用[J].岩石力学与工程学报,2006,25(11):2208-2211.
ZHANG Lianfu. New technology of bolted shot crete support and its application to Taoyuan coal mine[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(11): 2208-2211.
- [9] 王襄禹,柏建彪,李伟.高应力软岩巷道全断面松动卸压技术研究[J].采矿与安全工程学报,2008,25(1):37-41.
WANG Xiangyu, BAI Jianbiao, LI Wei. Stress relief technique of full face gangue dropping in soft rock roadway under high stress[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(1): 37-41.
- [10] 许兴亮,张农.富水条件下软岩巷道变形特征与过程控制研究[J].中国矿业大学学报,2007,36(3):298-302.
XU Xingliang, ZHANG Nong. Study of control process deformation behavior of soft rock drift under rich water condition[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2007, 36(3): 298-302.
- [11] 徐金海,周保精,吴锐.煤矿锚杆支护无损检测技术与应用[J].采矿与安全工程学报,2010,27(2):166-170.
XU Jinhai, ZHOU Baojing, WU Rui. Non-destructive test for bolting support in coal mines and its application[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(2): 166-170.
- [12] 张杰.软弱巷道围岩变形破坏综合分析[J].岩石力学与工程学报,2011,30(增刊2):3428-3433.
ZHANG Jie. Comprehensive analysis of deformation and destroy of weak roadway surrounding rock[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30 (Sup 2): 3428-433.