

文章编号: 1673-3363-(2013)05-0692-07

五阳矿煤层上山围岩控制原理与支护技术

袁永¹, 王继林², 李青锋³

(1. 中国矿业大学矿业工程学院, 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 江苏 徐州 221116;

2. 中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院, 北京 100083;

3. 湖南科技大学能源与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201)

摘要 以五阳矿为工程背景, 通过三轴压缩围压分级长时加载试验得到了顶板岩石的力学性质, 模拟分析了有支护巷道围岩的黏弹性力学性能, 提出控制煤层上山变形的围岩控制原则, 并进行了支护实践。研究认为: 巷道围岩变形是一个时间过程, 荷载在加载一定时间后变形趋于稳定, 且其变形稳定时间随加载载荷的增大而呈指数增大; 在轴向应变未稳定时增加围压, 可有效降低轴向应变速率, 即在巷道变形未稳定期间增加围压可加速围岩变形的稳定, 防止围岩失稳; 顶板采用预应力锚杆、锚索支护后, 虽然能有效地控制了顶板变形及塑性区的发展, 但是会同时加剧煤帮和煤层底板的变形, 即在对顶板进行锚杆、锚索强化支护的同时, 必须强化两帮和底板的稳固; 适当的应力转移有利于围岩的最终稳定, 一次支护分级加载的围岩控制原则对控制厚煤层上山巷道围岩变形效果显著。

关键词 煤层上山; 分级长时加载; 黏弹性; 固帮强顶

中图分类号 TD 824

文献标志码 A

Support technology and controlling principle of surrounding rocks of coal rise entry in Wuyang mine

YUAN Yong¹, WANG Ji-lin², LI Qing-feng³

(1. School of Mines, Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education of China, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China; 2. Faculty of Resources & Safety Engineering, China University of Mining & Technology (Beijing), Beijing 100083, China; 3. School of Energy and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan, Hunan 411201, China)

Abstract Based on engineering practice in Wuyang coal mine, the mechanical properties of roof rock has been obtained by the triaxial compression experiment of confining pressures step longtime loading, and the surrounding rock visco-elasticity property of supporting roadway has been analyzed, and controlling principle of surrounding rock has been proposed for controlling deformation of coal rise entry in supporting practice. Four conclusions were drawn: 1) the surrounding rock deformation of roadway is a time course, the deformation tends to be stable after any load being loaded for a certain period of time, and the time span taken by reaching steady increases exponentially with increasing normal loading; 2) the rate of axial strain can be effectively decreased by raising the confining pressure when the axial strain does not tend to be stable; namely, the stability of surrounding rock deformation can be accelerated

收稿日期: 2012-11-15

基金项目: 高等学校博士学科点专项科研基金新教师类资助课题(20120095120017), 江苏高校优势学科建设工程资助项目(SZBF2011-6-B35)

作者简介: 袁永(1983-), 男, 河南省泌阳县人, 博士, 讲师, 从事采矿方法与岩层控制方面的研究。

E-mail: yy20062006@163.com

Tel: 15862169239

by raising the confining pressure when roadway displacement does not tend to be stable to avoid the instability of surrounding rocks; 3) roof deformation and the evolution of the plastic zones can be effectively controlled with prestressed anchor cable, but the deformation of coal side and coal seam floor can be aggravated; namely, the stability of slope of roadway sides and floor must be strengthened when the roof is supported with bolting and rope; 4) the appropriate stress transfer can be beneficial to the ultimate stability of surrounding rock, and controlling principles of step loading of one support is highly effective for controlling surrounding rock deformation of the thick coal seam rise entry.

Key words coal rise entry; longtime step loading; viscoelasticity; reinforcing side and strengthening roof

目前一些大型矿井的上山普遍采用大断面煤层上山, 煤层上山通常处于高应力区, 原始高应力和采动压力的叠加影响使煤层上山的围岩控制比较困难。五阳煤矿开采深度大(大于 500 m)、开采强度大, 且多为 4~5 条上山平行布置, 支承压力对巷道围岩的破坏明显, 巷道围岩出现明显的挤帮和底鼓现象, 如何有效地控制煤层上山巷道围岩变形是五阳煤矿面临的一大支护难题。

有关学者^[1-11]对煤层上山围岩控制研究的结果表明: 巷道围岩变形是围岩应力场由不平衡状态向平衡状态的多次转变所引起的; 掘进期间的巷道周边位移主要由锚杆加固范围内煤体(碎胀)所引起, 而开采期间的巷道周边位移主要由深部煤体(碎胀)所引起; 对于煤层上山围岩控制, 强力锚索是控制围岩深部碎胀变形的最有效措施。

本文以五阳矿为工程背景, 采用理论分析、实验室试验、数值模拟与工程实践相结合的方法研究煤层上山围岩控制原理与支护技术。五阳矿主采煤层为 3[#]煤层, 平均厚度 5.84 m, 直接顶为灰黑色-灰色泥岩, 平均厚 4.0 m, 基本顶为深灰色砂岩, 平均厚 15.0 m, 直接底为黑色泥岩, 平均厚 0.5 m, 上部近煤层处有 0.3 m 泥岩, 基本底为中细石英长石砂岩。

1 围岩力学性质实验室分析

1.1 3[#]煤层顶底板物性分析

通过对 3[#]煤层顶、底板岩性的 X 射线衍射分析, 3[#]煤层顶、底板均含有近 25% 的高岭石, 顶板含有 50% 的云母, 底板含有 10% 的云母和含有 10% 的长石, 3[#]煤中也含有部分高岭石、云母。高岭石干燥时具有吸水性, 湿态具有可塑性, 加水不膨胀, 但具有软化崩解性。由于岩石内含有膨胀性的黏土矿物, 岩石经过多次干湿循环后在含水量较低状态下

的天然单轴抗压强度甚至低于未经干湿循环的天然单轴饱和抗压强度。康天合等^[12]通过软岩崩解特性试验表明: 以高岭石为主的软岩崩解主要是由结构缺陷中空气被水挤压产生超张应力, 使原结构缺陷扩容引起, 崩解后以大粒径颗粒为主。综上所述, 3[#]煤层顶、底板在干湿环境循环作用下极易扩容崩解, 应采取喷射混凝土封闭巷道表面。

1.2 岩石三轴压缩围压分级长时加载试验

本次试验在 RMT-150 岩石力学试验机上进行。首先进行试件的三轴抗压试验, 围压为 5 MPa, 测出此时试件的三轴抗压强度。然后进行三轴压缩围压分级长时加载试验, 整个试验过程可分为预加载、恒载变形、增加围压 3 个阶段, 分别取峰值强度的 70%, 80%, 90% 等 3 个恒载级别进行试验。在预加载阶段, 轴压与围压以不同的速率增加, 当围压增加到 5 MPa 时, 保持围压不变, 继续增加轴压, 当增加轴压至约为峰值强度的 70% (或 80%, 90%), 保持轴压恒定, 进入恒载变形阶段。如图 1 中 AC 段、DE 段、FG 段分别为围压 5, 6, 7 MPa 恒载加载 3 h 的加载曲线。

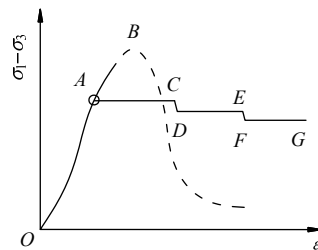


图 1 加载方式示意图

Fig.1 Schematic diagram of loading mode

为了更好地进行岩石三轴压缩围压分级长时加载试验, 现先对试件顶 I-1、顶 I-2 进行围压为 5 MPa 常规的三轴抗压试验, 得出岩石三轴抗压强度, 见表 1 所示。

表 1 三轴抗压强度试验数据
Table 1 Experimental data of triaxial compressive strength

编号	围压/MPa	试样尺寸/mm		抗压强度/MPa	力/kN	应变/ 10^{-3}	弹性模量/GPa	变形模量/GPa
		直径	高					
顶 I-1	5	48.82	98.73	178.59	334.3	10.58	19.62	20.51
顶 I-2	5	48.91	98.69	185.44	348.4	11.00	20.06	15.91

根据前面所进行常规三轴压缩试验结果，确定对试件顶 II-1，II-2，II-3 在进行三轴压缩围压分级长时加载试验的轴向恒载分别为 129，149，172 MPa，每级围压试验时间 3 h，试验结果如图 2~4。

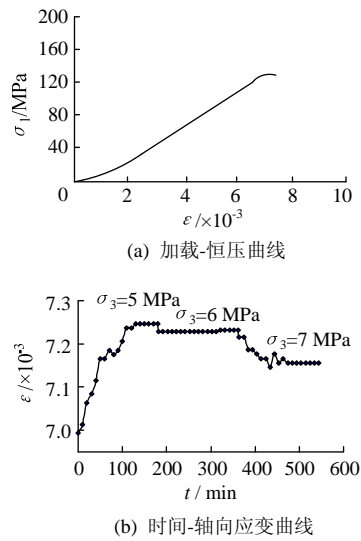


图 2 顶 II-1 试件三轴压缩围压分级长时加载试验曲线
Fig.2 Longtime loading experimental curves of triaxial compression at confining pressure stepping of roof II-1

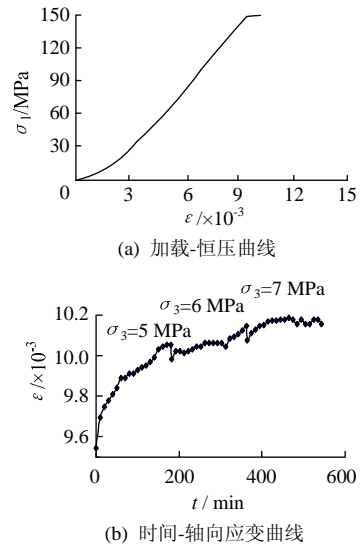


图 3 顶 II-2 试件三轴压缩围压分级长时加载试验曲线
Fig.3 Longtime loading experimental curves of triaxial compression at confining pressure stepping of roof II-2

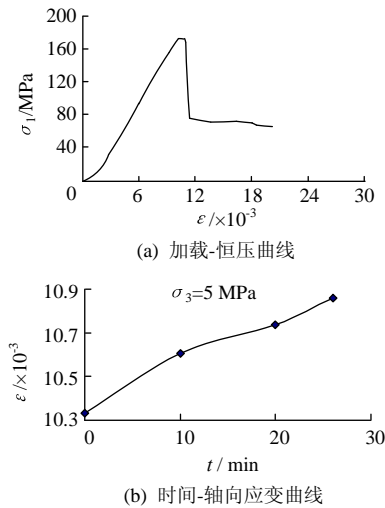


图 4 试件顶 II-3 三轴压缩围压分级长时加载试验曲线
Fig.4 Longtime loading experimental curves of triaxial compression at confining pressure stepping of roof II-3

由图 2~4 分析可知：

1) 荷载加载至规定载荷时的轴向瞬时应变均不大，变形在加载一定时间后趋于稳定(或破坏)，且变形稳定(或破坏)时间随加载载荷的增大而呈指数增大，如当恒载为峰值荷载的 70%时，130 min 后变形趋于稳定；而当恒载为峰值荷载的 82%时，360 min 后变形趋于稳定；当恒载加大到峰值荷载的 94%时，26 min 后试件失稳，残余应力维持在峰值荷载的 36%；当恒载为峰值荷载的 70%时，随着围压的增大，轴向应变逐渐降低；当恒载为峰值荷载的 82%时，随着围压的增大，轴向应变逐渐增大。

2) 在一定的轴向载荷作用下，若轴向应变已趋于稳定时再增加围压，将使轴向应变快速降到较低的值并维持稳定；当轴向应变未趋于稳定时再增加围岩，将降低轴向应变速率，随着围压增加到一定值，轴向应变最终趋于稳定，说明在巷道变形未稳定期间增加围岩，即增加支护强度，缩短围岩变形时间，加速围岩变形的稳定，防止围岩失稳。这也可以很好地解释对巷道围岩进行支护时，巷道支护作用的发挥需要一个时间过程，当使用预应力锚杆、锚索等进行支护时，锚杆、锚索的预应力相当

于给围岩提供一定的围压，围压越大，围岩变形达到稳定平衡状态的历时也就越短。

2 巷道黏弹性分析的数值模拟

2.1 模型建立

采用 FLAC5.0 软件模拟煤层上山巷道围岩变形随时间的变化情况，模型左侧和右侧边界约束水平方向位移，底部边界约束垂直、水平方向位移，上部边界施加相当于上覆岩自重的均布力。模型采

用 Burger-Creep Viscoplastic 计算模型，该模型假定黏弹性和塑性应变分量经串联方式共同作用，黏弹性本构关系与由开尔文体和马克斯韦尔体串联组成的 Burger 模型一致，而塑性本构关系与 Mohr-Coulomb 模型一致。巷道两帮采用 2.4 m 长锚杆支护，顶板采用 2.4 m 长锚杆、6.0 m 长锚索支护，模型的岩体力学参数如表 2、3 所示，数值模拟结果如图 5、6 所示。

表 2 岩层分布及岩性参数

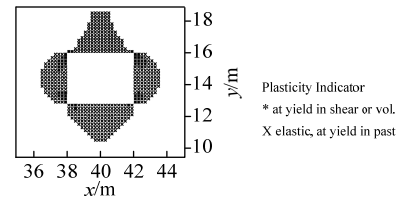
Table 2 Distribution of rock stratum and mechanical properties of rock

岩性	容重/(kN·m ⁻³)	弹性模量/GPa	泊松比	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa	岩层厚度/m
砂质泥岩	26.3	14	0.26	5.5	28	1.6	5
砂岩	28.5	30	0.12	7.1	26	1.8	15
泥岩	24.3	10	0.18	4.3	30	1.2	4
3 煤	14.2	1.5	0.23	0.9	31	0.3	6
砂质泥岩	26.3	45	0.26	5.5	28	1.6	10

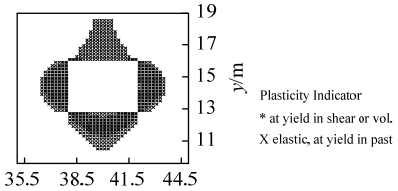
表 3 岩石流变参数

Table 3 Rheological parameter of rock

岩性	E_1 /GPa	E_2 /GPa	η_1 /(GPa·d)	η_2 /(GPa·d)
砂质泥岩	14	19	77	67
砂岩	30	41	98	88
泥岩	10	15	90	82
3 煤	1.5	5.5	65	53
砂质泥岩	14	19	77	67



(a) 约24 h



(b) 约10 d

图 5 巷道掘进后的围岩塑性区分布

Fig.5 Plastic zone distribution of surrounding rock after roadway driving

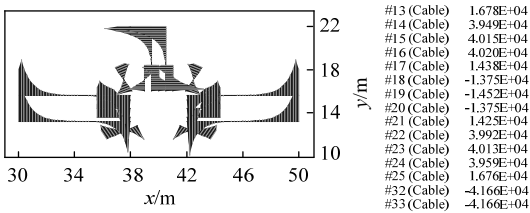


图 6 掘进约 10 d 后锚杆(索)受力

Fig.6 Anchor bolts (cable) acting force driving 10 days

2.2 结果分析

由图 5、6 分析可知：

- 1) 蠕变机制下巷道的变形随时间的增加是先逐渐增大，经历一定时间后趋于稳定。
- 2) 由于顶板岩石力学性质强于巷道帮、底(煤帮和煤层底板)，顶板采用预应力锚杆、锚索支护后，在有效地控制了顶板变形及塑性区发展的同时，加剧了煤帮和煤层底板的变形，尤其是未保护的煤层底板，其塑性区发育范围明显加大。因此，在对顶板进行锚杆、锚索强化支护的同时，必须强化两帮的稳固，即“固帮强顶”。

3 煤层上山围岩控制原则与支护方案

3.1 围岩控制原则

1) 一次支护分级加载原则

煤层上山巷道的变形是一个时间过程，根据前述分析，巷道掘进后有 7~10 d 的加速变形阶段，然后逐步趋向稳定；同时，若在加速变形阶段提高围压，可降低围岩变形速度，据此提出一次支护分级加载的原则。即在巷道掘进后及时施工高强锚杆和高强锚索，保证在锚固区围岩结构完整的情况下进行锚杆、锚索施工，确保锚杆、锚索的锚固极限承载力均符合设计要求；高强锚杆施工时立即提供高预应力，使高强、高预应力锚杆与高刚度护表件一起在巷道浅部围岩形成弧状内压承载圈，抵抗巷道中、深部围岩扩容压力；然后根据顶板离层仪指示的深部基点和浅部基点的位移差决定高强锚索的

预紧时间,从而在锚索树脂锚固拱与锚杆环状内压承载圈之间构建一个卸载吸能圈(如图 7 所示),该卸载吸能圈将部分卸除回采工作面的采动压力;另外,由于煤层上山要受掘进及回采工作面的开采影响,在开采影响期随时增加支护强度,控制巷道变形的发展,使围岩处于长期稳定的新的极限平衡状态。

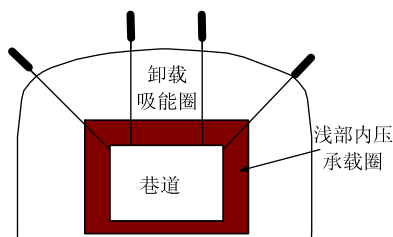


图 7 内压承载圈与卸载吸能圈

Fig.7 Internal loading loop and unloading energy absorption loop

2) 高预应力和全内压原则

预应力是锚杆支护中的关键因素,其主要作用是使巷道掘进卸压后的围岩快速增压,降低巷道围岩扩容变形量。同时,预应力是区别锚杆支护是被动支护还是主动支护的参数,只有高预应力的锚杆支护才是真正的主动支护,才能充分发挥锚杆支护的作用。对于五阳煤矿的煤层巷道,煤岩的抗拉强度较低,且层理、节理发育,围岩壁较小的拉应力

就可能使煤岩产生弯、拉破坏,故应使巷道浅部围岩处于全内压状态;因此,要通过托板套件、钢带等构件实现锚杆外端预应力的传递与扩散,使围岩壁保留一定值的内压,提高锚固体的整体刚度与完整性,并据此内压值计算锚杆预应力。

3) 应力转移的原则

众所周知,在围岩中掘进巷道后,一定会在巷道深部围岩存在自承载压力拱,压力拱支撑其上覆围岩压力;若巷道煤帮变形波及自承载压力拱的拱脚,必导致自承载压力拱失稳,并向更深部围岩移动;而控制巷道煤帮变形的关键是控制自承载压力拱内的煤岩体稳定,一个较简单的办法是采用应力转移的方法将自承载压力拱内的煤岩体载荷转移到自承载压力拱上,即如图 7 所示,采用高预应力锚索将浅部围岩载荷转移到深部稳定围岩中,提高围岩自承载能力。

3.2 支护方案设计

由于五阳矿煤层上山巷道顶板为层状松软岩层、层厚不稳定且富含水平层理等弱面,易产生不协调变形并导致离层冒漏,且巷道两帮及底板均为松软煤层,因此,应强化顶板,促使顶板下位岩层形成整体结构,并控制巷道两帮变形,故巷道采用树脂加长锚固强力锚杆锚索组合支护系统,如图 8 所示。

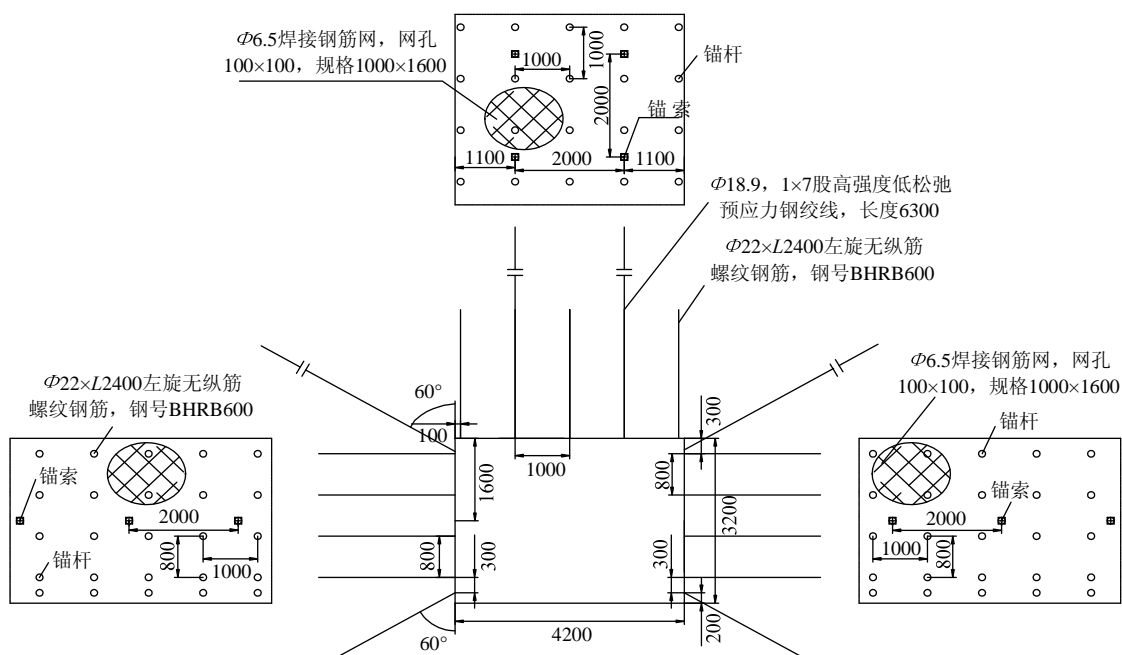


图 8 巷道支护设计图 (mm)

Fig.8 Design diagram of roadway supporting

1) 锚杆支护

锚杆杆体采用长 2.4 m 的 22 mm 左旋无纵筋螺纹钢, 钢号为 BHRB600; 采用 2 支锚固剂加长锚固, 锚固长度为 1 200 mm。锚杆预紧力根据围岩松动圈厚度和松动圈外圈岩石的膨胀力来计算, 由现场钻孔成像结果可知, 围岩松动圈厚度在 1.5 m 以上, 据此计算的围岩松动圈荷载为 37.5 kN/m^2 , 松动圈外圈岩体“弹性抗力”按 10 kN/m^2 , 则单根锚杆的最小托锚力应大于 50 kN/m^2 , 取锚杆预紧力为 60~80 kN。

锚杆布置: 顶锚杆排距 1 000 mm, 每排 5 根锚杆; 帮锚杆排距 1 000 mm、间距 800 mm, 最上一根锚杆距顶板 300 mm, 底角锚杆与巷道底板的距离 200 mm。

2) 锚索支护

顶锚索排距 2 000 mm、间距 2 000 mm, 安设位置在顶板中部, 垂直顶板岩层。为保证锚索锚固终端嵌入直接顶的上位砂岩不少于 1 000 mm, 锚索选用长度 6 300 mm、 $\Phi 18.9 \text{ mm}$ 、1×7 股高强度、低松弛预应力钢绞线; 采用 1 支 K2335 和 2 支 Z2360 低黏度树脂药卷锚固, 锚固长度 1 900 mm。为充分利用煤帮、岩顶、煤层底板的协同变形, 根据顶板位移量及位移速度确定锚索支护时间, 实现锚杆、锚索耦合加载, 锚索随锚杆一起施工, 3~5 d 后预紧, 预紧力 $\geq 200 \text{ kN}$ 。

帮锚索排距 2 000 mm, 安设位置在煤帮中部, 与煤帮面成 $25^\circ \sim 30^\circ$ 仰角打设, 以控制煤帮的剪切滑移变形。帮锚索的结构与锚固参数同顶锚索, 帮锚索与两帮锚杆一起施工, 1 d 后, 预紧力 $\geq 200 \text{ kN}$ 。

3) 邻巷掘进及工作面回采期间的加强支护

邻巷掘进及工作面回采期间加强巷道位移和支护结构的受力监测, 对变形过大, 或支护结构松弛的地段采取增补锚杆、锚索的方式增强支护, 增强承载能力, 以有效控制采动应力对围岩的破坏变形; 同时在巷道中间支设点柱, 不仅可在大跨度巷道中间增加 1 个支撑点, 使承载岩梁减跨效应明显, 而且可有效控制底鼓, 同时对顶板的离层垮冒起到控制和早期预警作用。

4 支护效果分析

五阳煤矿 75 皮带上山的锚索受力与巷道表面位移监测结果如图 9, 10 所示。

由图 9, 10 分析可知: 1) 巷道表面位移和锚索

巷道顶底板移近量和两帮移近量均有了明显减小, 巷道变形量均在 20 mm 以下; 2) 锚索受力均在 200 kN 左右, 说明所提支护技术方案能满足安全、生产需求。采用高强高预应力锚杆锚索支护的综合加固方案能有效控制围岩变形与破坏, 避免了二次支护和巷道维修。

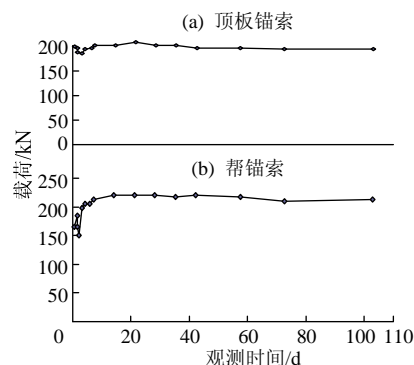


图9 75 皮带巷锚索受力

Fig.9 Anchor cable acting force of 75 belt way

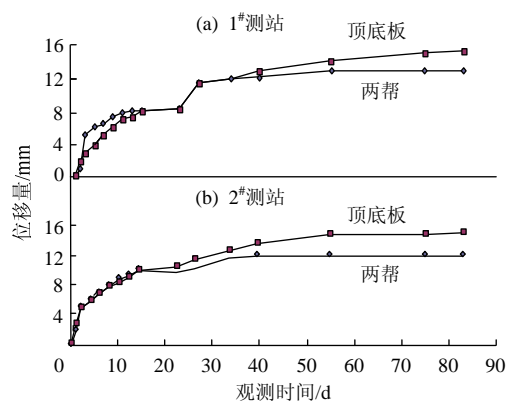


图10 75 皮带巷表面位移

Fig.10 Surface displacement of 75 belt way

5 结论

1) 五阳煤矿煤层上山巷道围岩顶底板岩石富含高岭石、云母和长石等膨胀性矿物, 在干湿环境循环作用下极易扩容崩解, 巷道围岩控制难度大。

2) 实验室试验表明: 煤体的变形破坏具有明显的时间效应, 煤体在加载一定时间后变形趋于稳定, 且其变形稳定的历时时间随加载载荷的增大而呈指数增大; 在轴向应变未趋于稳定时增加围压, 可有效降低轴向应变速率。

3) 针对五阳煤矿煤层上山巷道围岩变形特点, 提出了一次支护分级加载、应力转移及高预应力和全内压的围岩控制原则, 确定了五阳煤矿 75 皮带上山树脂加长锚固强力锚杆锚索组合的支护方案

和参数, 且在现场得到了成功应用。

参考文献:

- [1] 樊正兴, 谢文兵. 采动影响下煤层上山巷道支护技术[J]. 煤炭科学技术, 2012, 40(1): 12-15.
FAN Zheng-xing, XIE Wen-bing. Support technology of seam upward gateway under mining dynamic pressure influences[J]. Coal Science and Technology, 2012, 40(1): 12-15.
- [2] 卢春风. 锚架复合支护在复杂地质条件下煤层上山中的应用[J]. 煤, 2010, 19(7): 27-28.
LU Chun-feng. Application of anchor complex shoring frame under complicated geological conditions in the mountains of the coal seam[J]. Coal, 2010, 19(7): 27-28.
- [3] 桂祥友, 马云东, 张立新. 五虎山煤矿9号煤层巷道支护设计及模拟[J]. 煤炭学报, 2006, 31(6): 752-756.
GUI Xiang-you, MA Yun-dong, ZHANG Li-xin. Support design and simulation in No.9 coal laneway of Wuhushan mine[J]. Journal of China Coal Society, 2006, 31(6): 752-756.
- [4] 屠世浩, 邹喜正, 陈宜先. 厚煤层全煤巷采区巷道布置关键技术研究[J]. 中国矿业大学学报, 2003, 33(2): 174-177.
TU Shi-hao, ZOU Xi-zheng, CHEN Yi-xian. The key technique on layout of entry entirely in thick coal seam[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2003, 33(2): 174-177.
- [5] 惠功领, 牛双建, 靖洪文, 等. 动压沿空巷道围岩变形演化规律的物理模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2010, 27(1): 77-81.
HUI Gong-ling, NIU Shuang-jian, JING Hong-wen, et al. Physical simulation on deformation rules of gob-side roadway subjected to dynamic pressure[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(1): 77-81.
- [6] 王庆照, 林雪礼, 井绪文, 等. 二次采动煤巷破杯机理及控制技术研究[J]. 金属矿山, 2009(增刊): 649-652.
WANG Qin-zhao, LIN Xue-li, JING Xu-wen, et al. Secondary mining roadway damage mechanism and control technology[J]. Metal Mine, 2009(Supp): 649-652.
- [7] 许兴亮, 张农, 徐基根. 高地应力破碎软岩巷道过程控制原理与实践[J]. 采矿与安全工程学报, 2007, 24(1): 51-55.
XU Xing-liang, ZHANG Nong, XU Ji-gen. Principle and practice of process control over soft broken roadway with high ground stress[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2007, 24(1): 51-55.
- [8] 陈庆春, 韩流. 高应力作用下煤巷支护技术研究[J]. 能源技术与管理, 2007(6): 70-72.
CHEN Qing-chun, HAN Liu. The study of support technology on coal roadway with high ground stress[J]. Energy Technology and Management, 2007(6): 70-72.
- [9] 秦乐尧, 刘长武, 方延强. 近距离巷道群覆岩活动的扩大压力拱理论与岩柱荷载研究[J]. 金属矿山, 2009(12): 20-24.
QIN Le-yao, LIU Chang-wu, FANG Yan-qiang. Research on expansive pressure arch theory and rock pillar load about the activity of the covered rockmass in close lane-ways[J]. Metal Mine, 2009(12): 20-24.
- [10] 戎涛, 胡春红, 李振华. 采动作用下巷道群稳定性的现场监测研究[J]. 有色金属(矿山部分), 2009, 61(4): 37-40.
RONG Tao, HU Chun-hong, LI Zhen-hua. In-situ monitoring on the stability of roadway group under mining[J]. Nonferrous Metals (Mine Section), 2009, 61(4): 37-40.
- [11] 孙光中, 王国际, 郭军杰, 等. 采动影响下巷道群稳定性数值分析研究[J]. 地下空间与工程学报, 2009, 5(增刊): 1412-1417.
SUN Guang-zhong, WANG Guo-ji, GUO Jun-jie, et al. Numerical simulation and analysis on stability of roadway group affected by mining action[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2009, 5(Supp): 1412-1417.
- [12] 康天合, 柴肇云, 王栋, 等. 物化型软岩块体崩解特性差异的试验研究[J]. 煤炭学报, 2009, 34(7): 907-911.
KANG Tian-he, CHAI Zhao-yun, WANG Dong, et al. Experimental study on block disintegration difference of physicochemical soft rock[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(7): 907-911.