

The Research of Depth High Stress Soft Rock Roadway Supporting

Yuanbo Zhang

The Shanxi Xiao Hui Gou Coal Limited Company, Taiyuan Shanxi
Email: 785484010@qq.com

Received: Jul. 4th, 2015; accepted: Jul. 16th, 2015; published: Jul. 23rd, 2015

Copyright © 2015 by author and Hans Publishers Inc.
This work is licensed under the Creative Commons Attribution International License (CC BY).
<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>



Open Access

Abstract

In this study, the deep soft rock roadway was as the research background. The roadway of the mine's west bottom panel measure's lane surface displacement was monitored. Data show that the rock roadway deformation is nonlinear large deformation of surrounding rock deformation and widespread cable breakage and other support bracket distorted body damage phenomena. Using FLAC3D software to simulate on the rock roadway, we obtained that the deformation of soft rock roadway belonged to given deformation. Roadway body not only has to provide sufficient supporting strength, but also must adapt to large deformation of soft rock roadway. Hereby, proposing the coordinated supporting technology with docking bolt, making the roof sinkage between 200 and 250 mm when it is stable and the relative two sides moving quantity in 200 mm up and down, getting the expected supporting effect.

Keywords

Soft rock, Given Deformation, Docking Bolt

大埋深高应力软岩巷道围岩支护技术研究

张远波

山西小回沟煤业有限公司, 山西 太原
Email: 785484010@qq.com

收稿日期: 2015年7月4日; 录用日期: 2015年7月16日; 发布日期: 2015年7月23日

摘要

以深部软岩巷道为研究背景,对某矿西盘区底板措施巷巷道表面位移进行监测,监测结果表明巷道围岩出现非线性大变形、锚索破断及支架扭曲变形等现象。利用FLAC3D对巷道围岩进行数值模拟,得出软岩巷道围岩变形属于给定变形,巷道支护体不仅要提供足够的支护强度,还必须适应软岩巷道大变形,据此提出可接长锚杆协调支护技术,使稳定后顶板下沉量在200~250 mm之间,两帮相对移近量在200 mm上下,得到预期的支护效果。

关键词

软岩, 给定变形, 可接长锚杆

1. 引言

随着我国经济快速发展,煤炭等能源的需求量俱增。经地质勘探,煤炭资源总量约为50,592亿t,埋深超过600 m的约占73%[1]。我国浅部煤炭资源已逐渐枯竭,开采往深部发展,国内许多矿井开采深度已超过800 m,甚至上千米[2][3]。开采深度不断增加,软岩问题日益突出,据统计,在全国范围内,有二十多个矿区存在软岩问题[4]-[6],给煤矿安全生产带来了直接影响,拖延了矿井的投产期[7][8]。因此,深部软岩巷道的支护与维护问题显得越来越突出[9],亟待解决。

2. 工程概况

2.1. 地质条件

西盘区底板措施巷埋深约800 m,岩层赋存较稳定,顶板为泥岩及砂质泥岩,平均厚度14.28 m,含少量暗色矿物,泥质胶结;直接底为L₉石灰岩,平均厚度为2 m,隐晶质结构,裂隙发育;基本底为泥岩、砂质泥岩,平均厚度10.5 m,裂隙发育,充填方解石。可知,岩层为软弱岩层,如图1所示。

2.2. 巷道围岩变形破坏特征

在现场巷道围岩变形破坏较严重,如图2所示。在巷道中布置A7测点,分别测量同一断面上两帮移近量及顶底板移近量,找出其随时间变化规律,分析巷道围岩变形破坏特征。测量结果如图3所示。

由图3可知,两帮移近量120 mm左右、顶板下沉量325 mm左右。在监测的第一个月,顶板下沉量和两帮移近量的变化趋势基本相同;此后,顶板下沉速率增大,并以几乎相同的速率直至观测结束,而两帮移近的速率保持不变,并以相对稳定的变化趋势直至观测结束。

综上:现有支护条件下,巷道两帮变形不大,顶板下沉相对较大,受支护作用的影响,变化呈现前期缓慢、后期持续增长的趋势,常规锚索的力学性能难以适应围岩的大变形,受地压、地质条件影响,易发生顶板下沉、底板鼓起、两帮挤出等现象。

3. 支护技术研究

3.1. 数值模拟

根据现场地质情况,岩石物理力学参数见表1,为了增加计算精度,将巷道所在区域网格密集化,其他区域网格粗化。建立的模型:长×宽×高=55 m×50 m×44 m,块体520,000块,节点543,090,模拟巷道宽5000 mm,高4000 mm,巷道四周网格每格代表0.5 mm。底板措施巷埋深约800 m,模型上

	107	6.77	827.06	6.05	89	14	6.57	825.38	砂质泥岩
	108	2.43	829.49	2.30	95	14	2.36	827.74	粉砂岩
	109	2.10	831.59	1.80	86	14	2.04	829.78	细粒砂岩
	110	2.77	834.36	2.50	90	14	2.69	832.47	砂质泥岩
	111	4.07	838.43	3.80	93	14	3.95	836.42	粉砂岩
	112	3.00	841.43	2.60	87	14	2.91	839.33	砂质泥岩
	113	0.77	842.20	0.77	100	13	0.75	840.08	泥岩
二 ₁	114	6.63	848.83	6.48	98	13	6.46	846.54	煤层
	115	0.50	849.33	0.40	80	13	0.49	847.03	泥岩
	116	1.60	850.93	1.40	87	13	1.56	848.59	砂质泥岩
	117	3.08	854.01	2.80	91	13	3.00	851.59	粉砂层
	118	1.60	855.61	1.50	94	13	1.56	853.15	砂质泥岩
	119	1.90	857.51	1.80	95	12	1.86	855.01	泥岩
	120	2.60	860.11	2.20	85	12	2.54	857.55	砂质泥岩
	121	3.00	863.11	2.50	83	12	2.93	860.48	泥岩
L ₉	122	2.10	865.21	2.00	95	12	2.05	862.53	石灰岩

Figure 1. Lithological schematic diagram of roof and floor
图 1. 顶底板岩性示意图



Figure 2. The figure of roadway roof failure
图 2. 巷道顶板破坏示意图

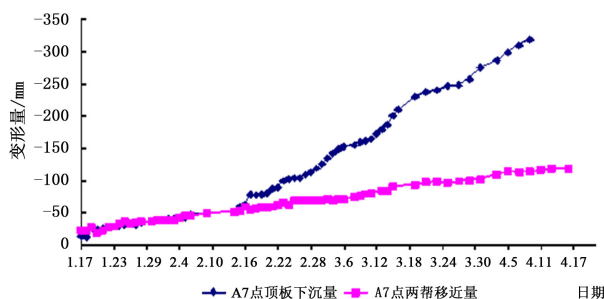


Figure 3. The deformation curve of measure point A7
图 3. 测点 A7 变形曲线

Table 1. Physical and mechanical parameters of rock
表 1. 岩石物理力学参数

煤岩名称	视密度/kg·m ⁻³	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	抗拉强度/Mpa	内摩擦角/°	粘聚力
泥岩	2.600	2.92	1.35	1.48	32	5
砂质泥岩	2.700	3.33	2.00	2.60	35	8
粉砂岩	3.100	3.81	3.48	8.71	45	20
细粒砂岩	2.900	3.37	2.54	4.56	38	15
粗粒砂岩	2.800	3.62	3.21	6.32	44	17

边界施加应力为上覆岩体的自重应力，约 20 MPa，水平施加应力取侧压系数 1.0 进行计算，限制 x, y, z 方向位移和速度，模型实体为煤岩体，属软弱围岩特征的地质模型，采用库伦-莫尔准则，如图 4 所示。

3.1.1. 巷道围岩变形特征分析

(1) 不同支护强度围岩垂直位移变化

由图 5 可知，支护强度从 0.05 MPa 增加到 0.3 MPa 时，顶板下沉从 225 mm 下降到 157 mm；底板变形几乎维持在 450 mm 左右。当支护强度从 0.3 MPa 增加到 0.4 MPa 时，顶板下沉量急剧减少到 54.9 mm；底板变形量迅速减小到 118 mm。模拟结果显示，当支护强度低于 0.3 MPa 时，顶板下沉量保持在 200 mm 左右，受多种因素影响，实际下沉量普遍大于模拟数值。底板变形量为 450 mm，约为顶板变形量的 2 倍，表明底鼓现象明显，与巷道实测情况接近。

(2) 不同支护强度围岩水平位移变化

由图 6 可知，左帮位移量略大于右帮。支护强度由 0.05 MPa 增加到 0.3 MPa 时，单帮移近量都有小幅度减少。当支护强度继续增加时，两帮移近量跟着减小，减小幅度有所增加，支护强度从 0.3 MPa 增加到 0.4 MPa 时，两帮单帮位移量分别减少 115 mm 左右。

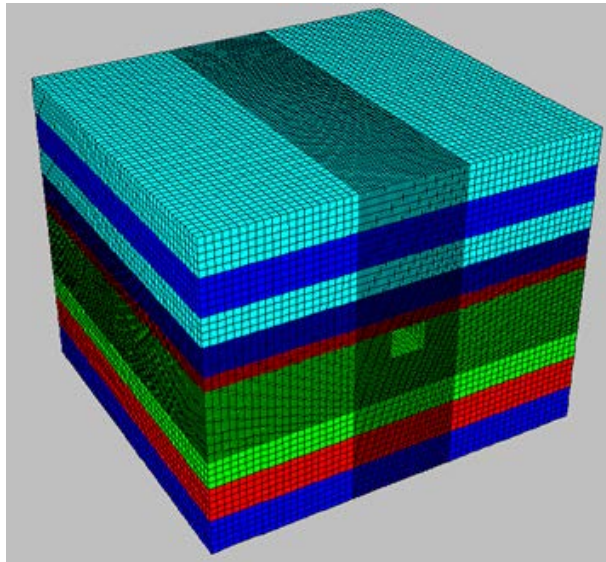


Figure 4. Initial modeling figure

图 4. 初始模型图

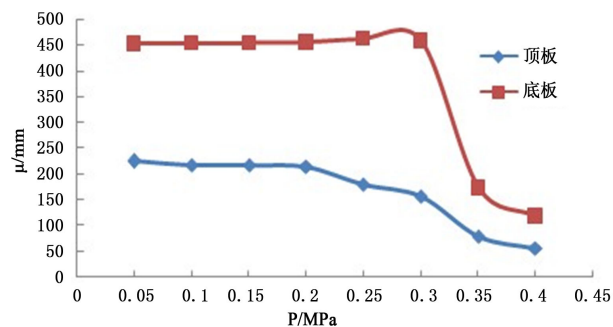


Figure 5. Surrounding rock vertical displacement-supporting strength curve graph

图 5. 不同支护强度围岩垂直位移 - 强度曲线

3.1.2. 巷道围岩应力分布特征

(1) 不同支护强度巷道垂直应力分布

由图 7 可知，支护强度为 0.05 MPa 时，垂直应力峰值达到 1.67 MPa，随支护强度增加，垂直应力峰值呈减小趋势，当支护强度达到 0.4 MPa 时，垂直应力峰值为 14.3 Mpa。模拟结果显示，随支护强度增大，垂直应力峰值向围岩浅部移动，但移动范围较小。此外，当支护强度大于 0.3 MPa 时，继续增加支护强度，垂直应力峰值的大小以及距巷帮的位置几乎没有变化。

(2) 不同支护强度巷道水平应力分布：

由图 8 可知，随支护强度的增加，水平应力初始阶段几乎保持不变，在后续阶段缓慢减小，当支护

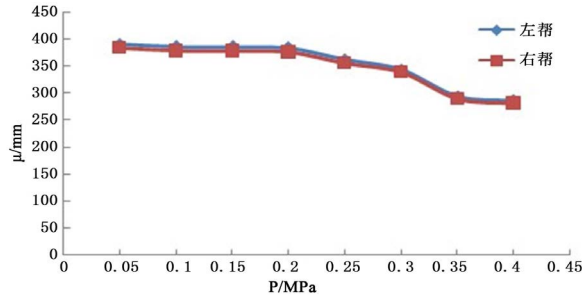


Figure 6. Surrounding rock horizontal displacement-supporting strength curve graph

图 6. 不同支护强度围岩水平位移 - 强度曲线

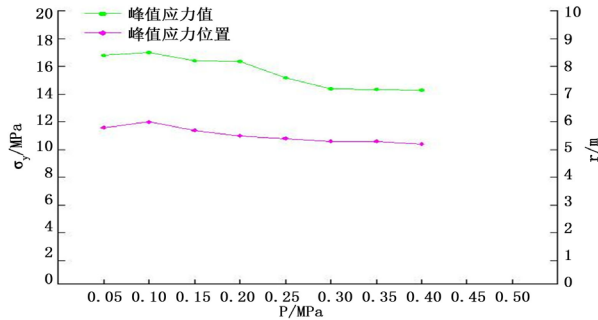


Figure 7. Both sides vertical stress peak-supporting strength curve graph

图 7. 两帮垂直应力峰值及位置随支护强度的变化图

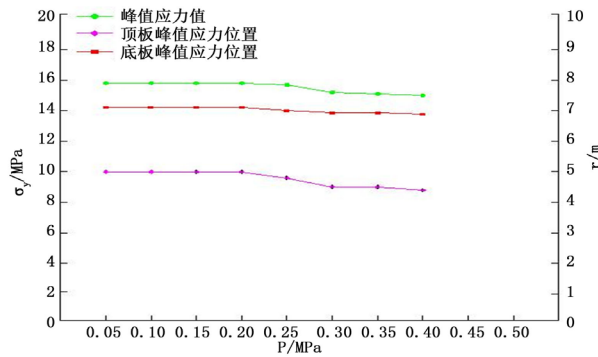


Figure 8. Roof and floor horizontal stress peak-supporting strength curve graph

图 8. 顶底板水平应力峰值及位置随支护强度的变化图

强度为 0.05 MPa 时, 水平应力峰值达到 15.8 MPa, 当支护强度增加到 0.4 MPa 时, 水平应力峰值降到 15 MPa。模拟结果显示, 随支护强度增大, 顶板水平应力峰值向围岩浅部移动, 移动范围较小, 底板水平应力峰值由于其破碎性向围岩深部移动。

综上所述: 软岩巷道随支护强度增加, 围岩变形破坏会逐渐减少, 但围岩初期变形破坏和后期持续缓慢变形具有不可克服性, 很大一部分变形是给定变形, 要求支护材料与大变形特征相适应。

3.2. 可接长锚杆支护技术

(1) 力学性能

对 5 m 长可接长锚杆进行拉拔试验, 结果表明该锚杆最大抗拉力 183 KN, 延伸率 17%, 在延伸量 135 mm 以后能够保持较高的支护力(约 150 KN), 这部分的延伸率约占锚杆总延伸率的 80%, 可接长锚杆保证其提供较大支护力的同时, 允许有较大的变形量。

(2) 可接长锚杆-围岩协调支护作用机理

可接长锚杆-围岩(煤)协调作用表现在两个方面, 第一是在空间位移上协调变形, 即满足大变形巷道围岩变形要求, 使变形压力得到有效释放的同时, 围岩自身没有发生破坏; 第二是支护强度的协调演变, 即随着围岩变形延伸的同时, 保持适当的支护力, 控制已破碎的岩体。两方面相互协调统一, 使可接长锚杆锚固系统对巷道围岩变形具有耦合控制效应。

4. 工程应用

4.1. 支护方案设计

底板措施巷支护如图 9 所示。顶板采用可接长锚杆支护 $\phi 20 \text{ mm} \times 4000 \text{ mm}$, 间排距 $700 \text{ mm} \times 700 \text{ mm}$, 顶板支护锚杆配合 W 钢带或钢筋梯子梁、金属网使用, 每根可接长锚杆使用两支树脂药卷; 两帮采用刚性长螺纹锚杆 $\phi 20 \text{ mm} \times 3700 \text{ mm}$, 间排距 $700 \text{ mm} \times 700 \text{ mm}$, 两帮支护锚杆配合 W 钢带或钢筋梯子梁、金属网使用, 每根长锚杆使用两支树脂药卷; 一个半月到三个月后, 巷道围岩基本稳定, 根据围岩变形情况, 适当进行扩帮约 0~500 mm, 用液压剪剪掉长螺纹部分锚尾, 继续拧紧锚杆螺母, 巷道两帮表面喷射 100 mm~200 mm 混凝土, 支护完成。

4.2. 支护效果监测

为验证支护效果, 在试验巷道进行顶板深基点位移监测。在底板措施巷布置 3 个测站进行深基点位移监测。监测结果如下:

由图 10 可知, 掘巷阶段前 25 天, 顶板下沉量大, 变形速率快, 25 天以后下沉量缓慢增加。8 m、5 m 通道约 200 mm 和 170 mm, 1 m、3 m 通道位移量最终分别稳定在约 60 mm 和 90 mm, 监测表明顶板浅部 0~1 m 范围内比较破碎, 3~5 m 层位离层相对较大。

由图 11 可知, 掘巷阶段前 15 天, 煤壁帮移近量大, 移近速度较快, 20 天后趋于稳定。其中 1 m、1.8 m 通道达到约 50 mm 和 70 mm, 3 m、4 m 通道岩层位移量约为 90 mm 和 100 mm。50 天后, 1.8 m、3 m 和 4 m 通道增加到约 90 mm、160 mm 和 190 mm。监测表明 1.8~3 m 层位离层相对较大。

由图 12 可知, 掘巷阶段前 20 天, 煤柱帮移近量大, 移近速度较快, 分别达到大约 50 mm、80 mm、180 mm 和 230 mm 左右。20 天以后, 煤柱帮移近量缓慢增加, 其中 1 m、1.8 m 通道稳定至约 80 mm 和 100 mm, 3 m、4 m 通道稳定至约 200 mm 和 280 mm。监测表明帮浅部 0~1.8 m 范围内比较破碎, 1.8~3 m 层位离层相对较大。

由图 13、图 14 可知, 掘巷初期, 顶板下沉量大, 变形速率快, 之后下沉量缓慢增加。监测表明顶

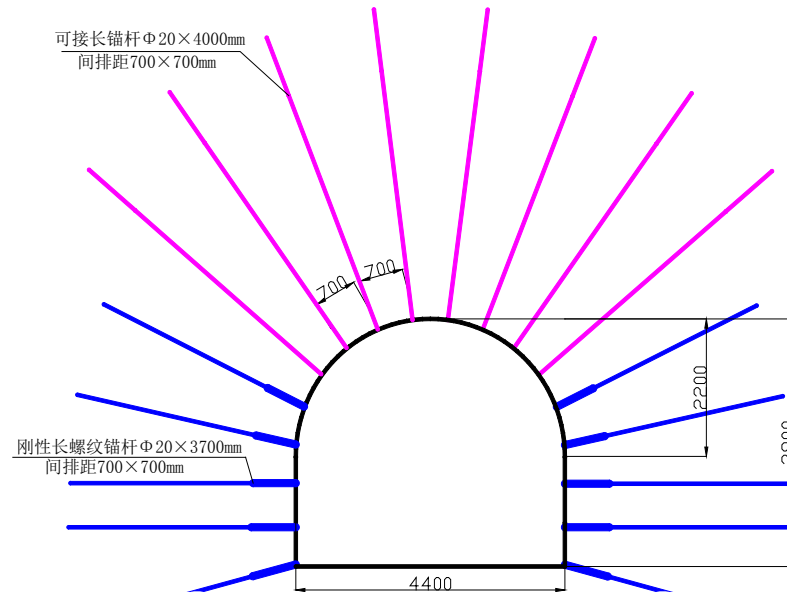


Figure 9. The support parameters figure of floor measure roadway
图 9. 底板措施巷支护参数图

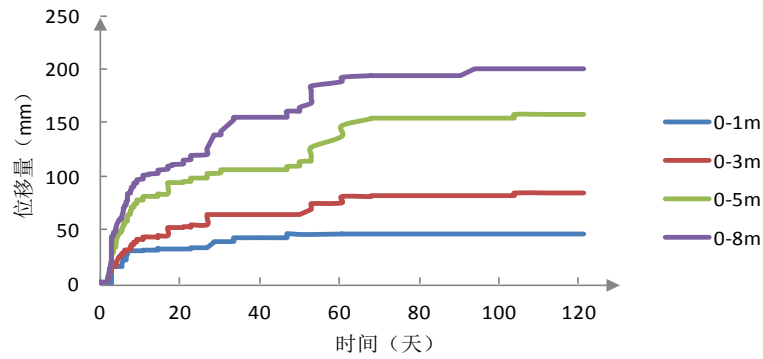


Figure 10. The roof displacement diagram of experiment spot 188 m away from the open spot
图 10. 试验巷道距开口 188 m 顶板位移图

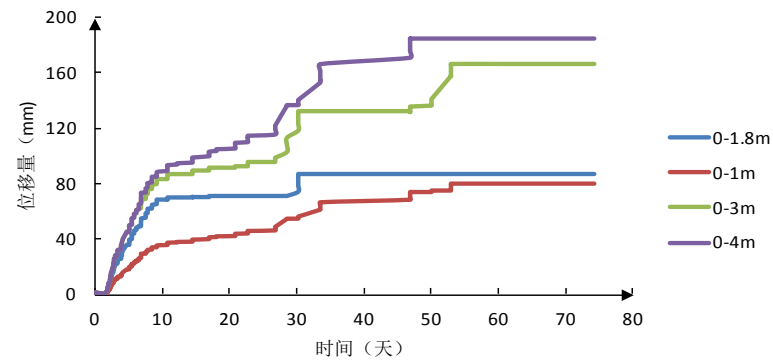


Figure 11. The left wall displacement diagram of experiment spot 188 m away from the open spot
图 11. 试验巷道距开口 188 m 左帮位移图

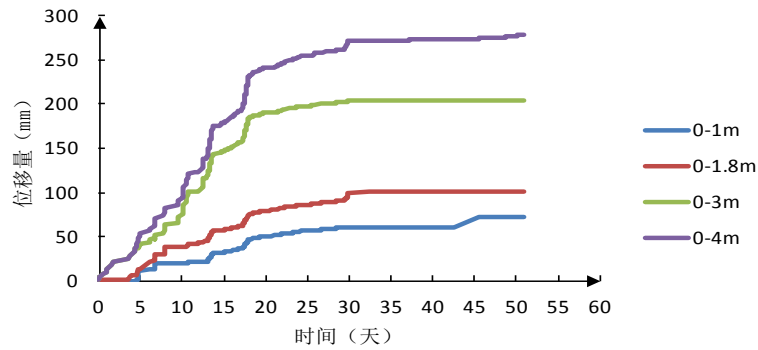


Figure 12. The right wall displacement diagram of experiment spot 188 m away from the open spot

图 12. 试验巷道距开口 188 m 右帮位移图

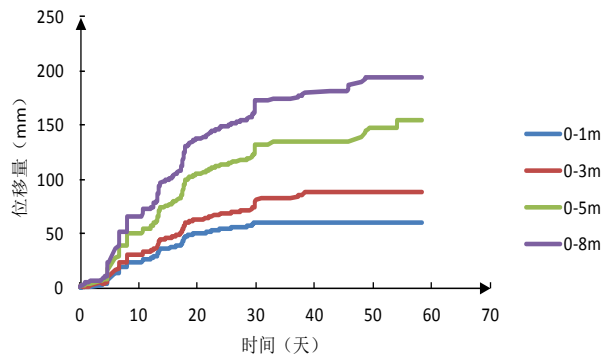


Figure 13. The roof displacement diagram of experiment spot 203 m away from the open spot

图 13. 试验巷道距开口 203 m 顶板位移图

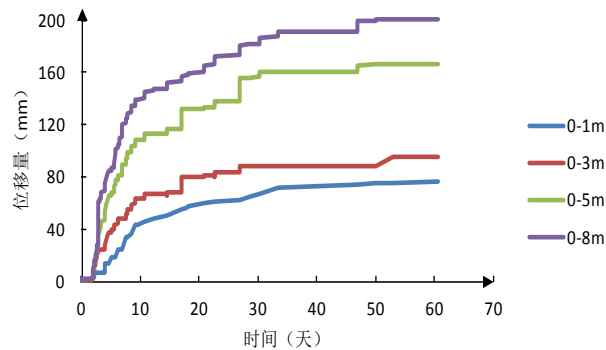


Figure 14. The roof displacement diagram of experiment spot 260 m away from the open spot

图 14. 试验巷道距开口 260 m 顶板位移图

板浅部 0~1 m 范围内比较破碎，3~5 m 层位离层相对较大。

综上所述：由所监测的深基点位移数据可知，在巷道开挖的前 10~20 天内，位移较大，顶板下沉量一般在 150 mm~200 mm 左右，两帮移近量在 100~150 mm 上下，在 20 天之后，变化十分缓慢，通常在 30~40 天以后，顶板以及两帮位移量达到稳定，其中顶板下沉量在 200~250 mm 之间，两帮移近量在 200 mm 上下，这说明顶板 5 m 长锚杆起到该有的支护作用，并能很好的控制顶板，两帮 3.7 m 锚杆也有有效的控制住了试验巷道的两帮，使其相对移近量得到了有效的控制。

5. 结论

论文通过对深部软岩巷道支理论及支护技术研究,结果表明软岩巷道随着支护强度增加,围岩变形破坏会逐渐减少,但围岩初期变形破坏和后期持续缓慢变形很大一部分是给定变形,要求支护材料与大变形特征相适应。提出可接长锚杆支护技术,实现在空间位移和支护强度两方面的协调作用。巷道通常在开挖前期变形较大,在30~40天以后,顶板以及两帮位移量达到稳定,其中顶板在基本稳定后的下沉量在200~250 mm之间,两帮相对移近量在200 mm上下,可接长锚杆未出现破断等支护体失效的现象,适应了软岩巷道的大变形并能很好的控制顶板。

参考文献 (References)

- [1] 煤炭工业部科技教育司,煤炭部软岩支护专家组,煤矿软岩巷道支护技术研究推广中心(1996)中国煤矿软岩巷道支理论与实践.中国矿业大学出版社,徐州.
- [2] 刘泉声,高玮,袁亮(2010)煤矿深部岩巷稳定性控制理论与支护技术及应用.科学出版社,北京,1-2.
- [3] 刘泉声,高玮,袁亮(2010)煤矿深部岩巷稳定性控制理论与支护技术及应用.科学出版社,北京,1-2.
- [4] 孙晓明,何满潮(2005)深部开采软岩巷道耦合支护数值模拟研究.矿业大学学报,34,166-169.
- [5] 晏玉书(1996)我国煤矿软岩巷道围岩控制技术现状及发展趋势.中国矿业大学出版社,徐州,1-17.
- [6] Fine, J. (1979) 有限元法在岩石力学中的应用. 辛洪波译,冶金工业出版社,北京.
- [7] 万援朝(2006)二次支护原理在深井软岩硐室支护中的实践.煤炭科学技术,34,5-7.
- [8] 何满潮,景海河,孙晓明(2003)软岩工程力学.科学出版社,北京,1-38.
- [9] 马念杰,侯朝炯(1995)采准巷道矿压理论及应用.煤炭工业出版社,北京.