

深井沿空掘巷顶帮整体锚索桁架的应用

高思强¹, 高久国¹, 孙燕青²

(1. 山东唐口煤业有限公司, 山东 济宁 272005; 2. 济宁矿业集团霄云煤矿, 山东 济宁 272005)

[摘 要] 在现场实测基础上, 通过理论分析、物理和数值模拟, 以及现场试验等手段, 研究了深井高应力大采高沿空巷道窄煤柱合理尺寸, 巷道变形破坏规律及稳定控制技术。研究表明, 采用锚索桁架方式支护, 巷道服务期间围岩基本保持稳定, 实现唐口煤矿 5302 大采高综采工作面的安全回采。在保证巷道安全使用的前提下, 尽量降低沿空掘巷的支护成本, 并且有利于巷道快速掘进。

[关键词] 沿空掘巷; 锚索桁架; 围岩控制; 煤柱尺寸

[中图分类号] TD353.6 **[文献标识码]** B **[文章编号]** 1006-6225 (2014) 02-0077-05

Application of Whole Anchored Cable Truss in Driving Roadway along Gob in Deep Mine

唐口煤矿 5301 工作面为 530 采区首采工作面, 埋深近 1000 m。工作面回采完毕, 采空区稳定后, 将沿该工作面采空区南侧留窄煤柱布置 5302 工作面轨道巷。实践表明, 5301 工作面轨道巷在常规锚杆与锚索联合支护情况下, 巷道围岩变形严重, 尤其在回采期间, 超前影响范围内两帮收敛量最大可达 1 m 以上, 巷道断面严重收缩, 影响到工作面正常回采。预计 5302 工作面轨道巷在千米深井高地应力与沿空掘进等复杂条件共同作用下, 巷道维护将更加困难。保持巷道断面形状、不影响工作面回采, 以及防止围岩大变形成为支护的关键。

为了减少资源浪费, 提高煤矿开采效益, 必须尽可能缩小采面两侧的煤柱尺寸, 采用留小煤柱沿空掘巷的方式提高煤炭采出率。由于 5302 工作面为深井大采高工作面, 处于高应力条件下, 因此合理的窄煤柱宽度不仅需要适应巷道围岩较大的变形, 同时还应能保证巷道不因变形破坏严重而导致失稳。因此, 需要研究确定沿空巷道合理窄煤柱尺寸。基于此, 本文研究了千米深井沿空留巷下预留煤柱宽度及巷道支护方式与参数。

1 工作面参数

5302 综采工作面位于 530 采区, 工作面垂直上方无可采煤层, 下方 3_下 煤全部冲刷沉缺, 6 煤、16 煤均未开采, 无采空区。3_上 煤为半亮型煤, 煤层厚度为 2.50 ~ 5.40 m, 平均厚度 4.80 m, 煤层坚固性系数 f 为 2 ~ 3。工作面东接 5302 第一联络巷, 东部为南部回风大巷, 东北为 5301 工作面采空区, 西南面为正在掘进的 5302 胶带巷。本文研究及试

验的巷道为沿 5301 工作面采空区边缘掘进的 5302 轨道巷, 设计长度为 1600 m, 巷道坡度为 1 ~ 9°。

2 主要技术方法

2.1 5301 工作面轨道巷松动圈测试结果

对 5301 工作面轨道巷 3 个测试断面的松动圈进行了测试, 结果如表 1 所示。

表 1 5301 轨道巷围岩松动圈测试结果

测试断面	松动圈厚度/m		
	实体煤帮	煤柱帮	顶板
断面 1	1.36	2.06	0.98
断面 2	1.57	2.09	—
断面 3	1.49	2.20	0.95

由表 1 可知, 实体煤帮钻孔揭示的松动圈厚度在 1.36 ~ 1.57 m 之间, 属于中到大松动圈; 煤柱帮钻孔揭示的松动圈厚度在 2.06 ~ 2.20 m 之间, 属于大松动圈不稳定围岩; 顶板钻孔揭示的松动圈厚度在 0.95 ~ 0.98 m, 属于中松动圈较稳定围岩。由于 5302 工作面轨道巷邻近 5301 采空区, 留窄煤柱沿煤层底板掘进, 巷道掘进高度 4.1 m, 煤层厚度在 2.50 ~ 5.40 m 之间, 由此可推断 5302 采面沿空掘巷的顶板松动圈厚度最大将达到 2.38 m。易知, 5302 轨道巷沿空掘巷的围岩松动圈均属于大松动圈不稳定围岩。

2.2 深井沿空掘巷合理煤柱宽度

应用 FLAC^{3D} 软件模拟围岩体, 建立计算模型, 对合理煤柱宽度进行数值模拟。5302 轨道巷为沿上区段采空区边缘留设 5 m 窄煤柱掘进的沿空巷道, 巷道沿底板掘进, 沿空掘巷断面尺寸为 5.0 m

[收稿日期] 2013-10-30

[DOI] 10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2014.02.022

[作者简介] 高思强 (1967-), 男, 山东淄博人, 高级工程师, 注册安全工程师, 现任山东能源淄博矿业集团公司唐口煤矿副矿长。

[引用格式] 高思强, 高久国, 孙燕青. 深井沿空掘巷顶帮整体锚索桁架的应用 [J]. 煤矿开采, 2014, 19 (2): 77-81, 84.

×4.0m (宽×高)。考虑到两侧采区 (各 100m) 以及边界煤柱的尺寸, 最终确定计算模型几何尺寸为: 250m×120m×60m (长×宽×高)。模型 4 个侧面均为水平位移约束, 底面为竖向位移约束, 模型上部施加垂直载荷模拟上覆岩层的重量。数值计算中煤岩层的围岩初始力学参数见表 2。

表 2 围岩物理力学参数

岩性	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa
顶板粉砂岩	15.6	10.8	4.88	35	5.86
顶板泥岩	10.0	8.0	4.32	28	4.05
3 _上 煤	22.6	11.1	1.68	23	0.88
底板泥岩	10.0	8.0	4.32	31	4.41
底板粉砂岩	15.6	10.8	4.88	30	4.33

图 1 为不同煤柱宽度时沿空巷道垂直应力云图。由图 1 可知, 当煤柱宽度从 3m 增大到 5m 时, 巷道顶板边缘处垂直应力集中区离巷道距离越来越远, 且应力峰值也有减小的趋势; 但是当煤柱宽度从 5m 增大到 7m 时, 巷道顶板边缘处垂直应力集中区离巷道的距离又变成越来越近, 且应力峰值有增大的趋势。因此, 合理的煤柱宽度为 5m。

常规理论计算表明, 沿空掘巷窄煤柱的最小合理宽度 $B = 5.06\text{m}$ 。综上所述, 最终确定合理的煤柱宽度为 5m。

2.3 掘进时间的确定

回采工作面基本顶岩梁初次来压后, 由于基本顶岩梁在采空区的破断垮落, 形成砌体梁结构, 并与采空区冒落的直接顶碎胀矸石一起, 形成回采巷未垮落基本顶岩梁在采空区的支承, 基本顶岩梁达到稳定状态所需时间计算公式为:

$$T = \frac{2\eta_1 \ln \frac{q_z L_m}{q_z L_m - 2k[h - (k_c - 1)m_z]}}{E_1} \quad (1)$$

式中, h 为采厚, 取 5.0m; k_c 为冒落矸石残余碎胀系数, 取 1.1; m_z 为直接顶的厚度, 取 4.5m; k 为碎胀岩石抗压强度, 取 30MPa; q_z 为岩梁上部的应力, 取 22.5MPa; L_m 为基本顶岩梁破断距, 取 25m; E_1 为基本顶岩梁的弹性模量, 取 24.5GPa; η_1 为基本顶岩梁的黏性模量, 取 4.5GPa。

经计算得基本顶岩梁达到稳定状态所需时间 T 为 89d。因此, 沿空掘巷的掘进时间应滞后相邻区段采面的回采至少 89d。

2.4 深井沿空掘巷合理支护结构物理模拟试验

试验选用由中国矿业大学力建学院设计研制的 WYQ1000-I 型地下工程综合模拟平面应变试验台。模型体尺寸为 1000mm (长) × 250mm (宽) × 1000mm (高)。试验台的前方采用透明的有机

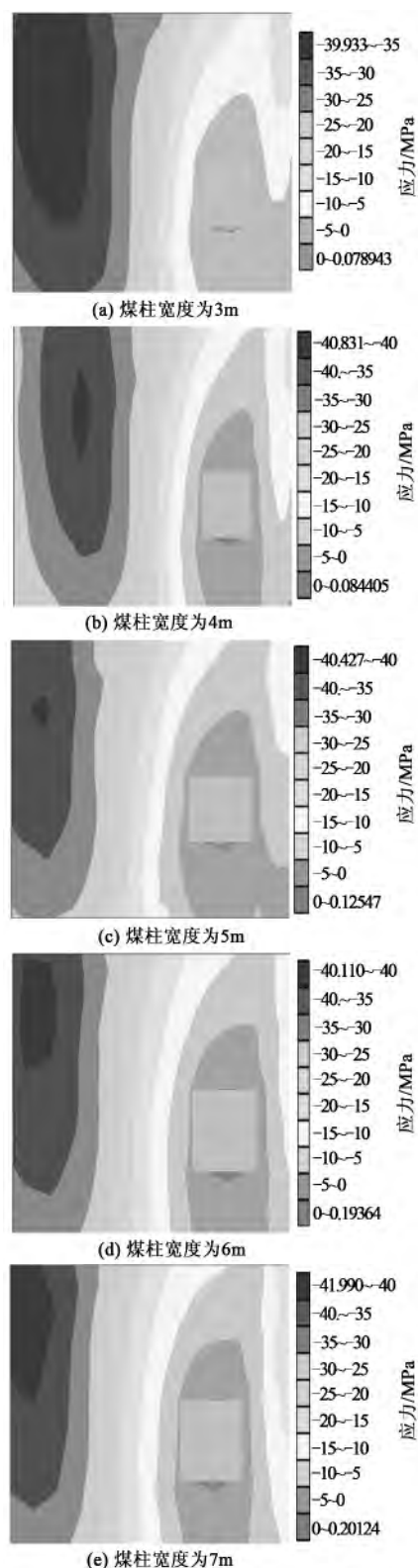


图 1 不同煤柱宽度时巷道垂直应力云图

玻璃挡板, 可实现数字照相全场量测分析, 很好地解决了模型内部应力应变、位移测量等问题, 适合于平面模型的内部参数量测。模拟巷道埋深为 1000m, 上覆岩层压力采用外力补偿法来实现, 工作面采动影响靠加大模型边界垂直压力模拟。

试验对铺设好的相似模型首先加载原岩应力，按相似比开挖，分别对无支护、锚杆-单体锚索支护、锚杆-锚索桁架支护 3 种不同支护结构作用下沿空巷道围岩的变形及破裂演化过程进行试验观测和分析。

试验采用的锚杆-单体锚索支护和锚杆-锚索桁架支护方案如图 2 所示。为了增强单体锚索和锚索桁架支护效果的可比性，支护方案中 2 种不同支护结构下的顶帮锚杆支护参数完全相同。模型中顶板锚杆间排距为 $22.5\text{mm} \times 22.5\text{mm}$ ，锚索间排距为 $80\text{mm} \times 45\text{mm}$ ，两帮锚杆间排距为 $20\text{mm} \times 22.5\text{mm}$ ，分别模拟实际巷道中顶板锚杆间排距 $900\text{mm} \times 900\text{mm}$ ，锚索间排距 $3200\text{mm} \times 1800\text{mm}$ ，两帮锚杆间排距 $800\text{mm} \times 900\text{mm}$ 。图 3 为支撑压力系数为 1.2 时的 3 种支护情况的围岩破裂图。

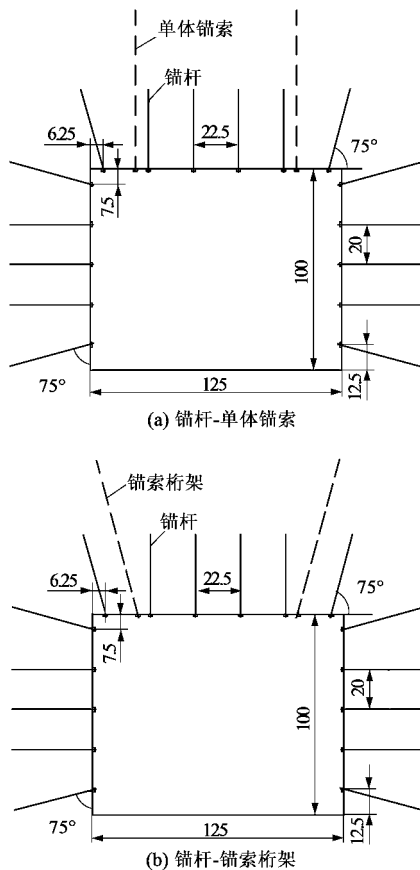
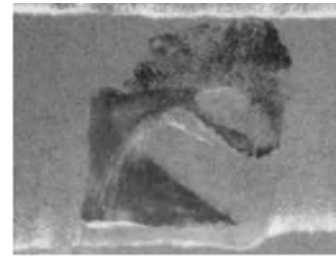


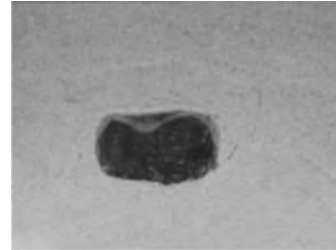
图 2 支护方案示意

由图 3 可知：

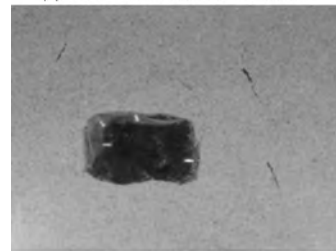
(1) 无支护情况下，深井沿空巷道无法形成稳定承载结构，顶板浅部围岩内张开裂隙发育并形成一定厚度的扁平状“倒 V 型”破裂带，在自重应力作用下于采动前突发松脱型垮冒。有支护情况下，锚杆与锚索形成的联合承载结构有效抑制了顶



(a) 无支护围岩破裂



(b) 锚杆-单体锚索支护围岩破裂



(c) 锚杆-锚索桁架支护围岩破裂

图 3 3 种支护方式下的围岩破裂情况

板锚固区域内裂隙的发展，围岩应力向深部转移，在顶板锚固区域外出现剪切裂隙，但顶板整体稳定性较好，沿空巷道围岩的变形破坏主要表现为采动影响期间两帮在高支撑压力作用下的弧形剪切破坏。

(2) 无支护情况下，深井沿空巷道围岩变形以顶板下沉变形为主。有支护情况下，深井沿空巷道掘巷期间和采动期间围岩变形均以两帮收敛为主，但掘巷期间两帮变形以煤柱帮变形为主，煤柱帮内挤位移量约占两帮总位移的 68% 左右；采动后期两帮变形转为以实体煤帮变形为主，实体煤帮内挤位移量约占两帮总位移的 65% 左右。

(3) 锚杆-单体锚索支护和锚杆-锚索桁架支护形成的承载结构均能保证掘巷期间深井沿空巷道围岩稳定。但在采动影响期间，单体锚索支护结构在顶板大变形状态下随受力增加易屈服失效，而锚索桁架支护形成的楔形闭锁结构随顶板变形受力合理增加，结构承载性能良好，所以单体锚索支护的沿空巷道围岩变形破坏程度大于锚索桁架支护，且单体锚索支护时巷道断面严重收缩也极大影响到工作面的顺利回采。由此可见，锚杆-锚索桁架支护结构更适用于深井窄煤柱沿空巷道回采期间的围岩大变形控制。

(4) 顶板锚索桁架支护仅强化了顶板支护, 两帮收敛变形量仍然较大, 煤柱帮仍出现局部片帮破坏, 因此有必要对煤柱帮也进行锚索桁架支护, 避免煤柱的大变形及片帮失稳, 从而保证巷道的整体稳定。

2.5 深井沿空掘巷合理支护技术数值模拟研究

采用数值模拟的方法, 进一步探索深井沿空掘巷的维护措施, 寻找深井沿空掘巷合理的围岩控制技术。模拟研究了不同支护形式(顶板锚索桁架支护和顶帮锚索桁架支护)作用下围岩的位移场以及应力场分布规律, 寻求深井沿空巷道合理的支护形式。

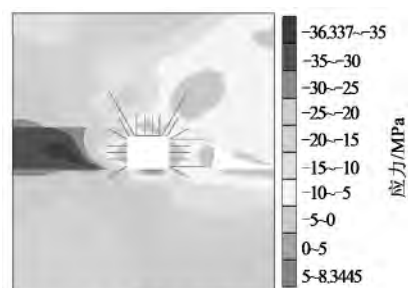
计算采用的锚索桁架系统和单体锚索支护方案如下: 顶板锚索桁架斜锚索长度为 6.0m, 锚索钻孔端间距为 3.2m, 锚索与垂直方向的夹角为 30° ; 帮锚索桁架斜锚索长度为 4.0m, 锚索钻孔端间距为 2.5m, 斜锚索与垂直方向的夹角为 45° ; 顶板和煤帮的每排锚索外锚端都用一根张拉筋连接。顶板单体锚索长度为 6.0m, 锚索钻孔端间距为 3.2m, 锚索与垂直方向的夹角为 30° ; 两帮单体锚索长度为 4.0m, 锚索钻孔端间距为 2.5m, 锚索垂直于煤帮。顶帮锚索桁架系统与单体锚索施加的预紧力都为 150kN。以上锚索长度均指钻孔内的锚索长度。

应用的结构单元有 2 种: 梁单元(模拟锚索间的张拉筋)和锚索单元。梁单元假定为线性弹性材料, 为线单元, 具有 2 个节点, 可以承受一定弯矩, 允许有一定的挠曲。锚索单元为 2 节点的线单元, 只允许轴向变形, 只能承受拉力或压力, 而不能承受弯矩。不同支护形式作用下沿空巷道围岩应力云图以及应力分布曲线分别如图 4 和图 5 所示。

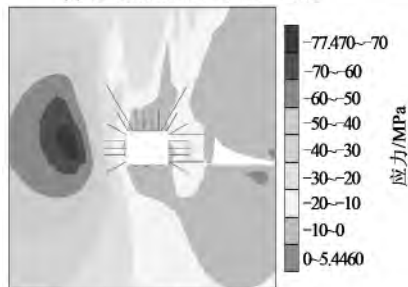
由图 4、图 5 可知, 巷道两帮向煤层内部 1.5m 左右范围为水平应力释放区, 相比之下, 顶帮锚索桁架支护下巷道煤柱内水平应力释放区域明显小于顶板锚索桁架支护, 这说明施加的帮部锚索桁架支护强化了煤柱内围岩强度, 减少了煤柱的水平应力释放, 从而约束了巷道两帮的水平变形。比较 2 种支护形式下的应力值可以看到, 煤柱和实体煤中的水平集中应力最大值相差较小, 顶帮锚索桁架支护下巷道实体煤的最大垂直应力值小于顶板锚索桁架支护, 而煤柱的最大垂直应力值大于顶板锚索桁架支护。

3 5302 大采高沿空掘巷支护设计

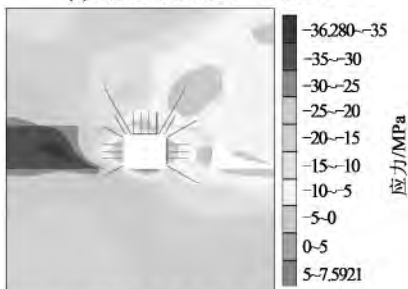
3.1 大采高沿空掘巷支护对策



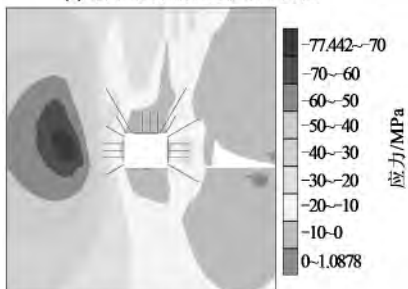
(a) 顶板锚索桁架支护水平应力



(b) 顶板锚索桁架支护垂直应力



(c) 顶帮锚索桁架支护水平应力



(d) 顶帮锚索桁架支护垂直应力

图 4 不同支护形式巷道围岩应力云图

对于大采高沿空掘巷的煤巷, 应着重加强煤柱帮的治理, 严格控制顶板下沉。根据巷道受力特点分析, 为确保巷道围岩的稳定性, 应采取以下支护措施:

- (1) 采用整体支护。顶板和两帮均采用锚网梁进行支护, 并注重顶角和底角锚杆的安设质量。
- (2) 采用高强度和大延伸率锚杆并在顶板的煤柱侧增设高强度大锚索, 以增强煤柱和顶板的稳定性。
- (3) 提高锚杆和锚索的预紧力来增加支护的初始刚度, 以防止围岩出现大范围的有害松动变形。
- (4) 在工作面采动影响范围内增设单体液压

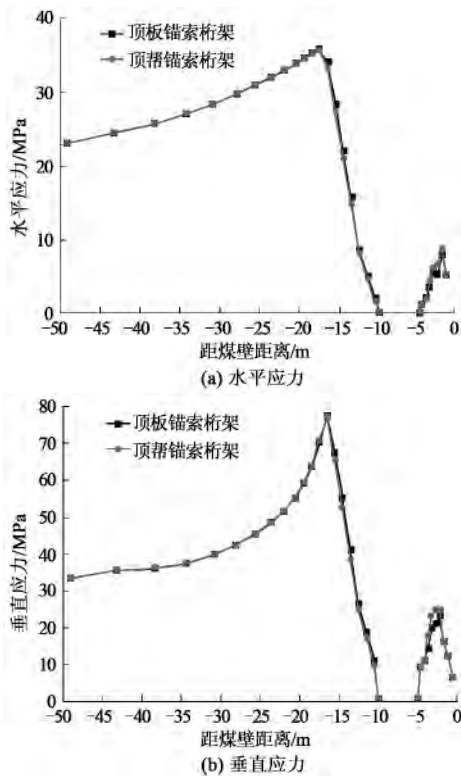


图5 不同支护形式巷道围岩应力分布曲线

支柱加强支护, 保证巷道在采动服务期间的稳定性。

(5) 确保施工质量和加强围岩变形监测, 并根据监测结果及时改善施工质量和优化初始设计。

3.2 支护形式

巷道断面形状一般为矩形或者梯形断面, 结合该矿实际情况, 设计沿空掘巷为矩形断面。考虑巷道变形预留量, 确定沿空掘巷的荒断面宽 5.0m, 高 3.8m; 巷道净宽 4.8m, 净高 3.7m。

锚网梁索支护结构主要适用于复杂地质开采条件下的巷道支护, 包括厚煤层沿底板掘进的煤层顶板、煤岩交替沉积、层厚较薄的复合顶板和岩体松软、压力大的 IV, V 类巷道围岩条件, 以及巷道断面加大、位于采空区侧巷道、开采的工作面两巷、受构造影响区域的巷道等。该支护结构支护强度大, 护表效果好, 安全可靠。高。

根据唐口矿地质条件以及本文研究结果, 对其大采高沿空巷道采用“采空侧切顶卸压+顶帮锚网梁(高预紧力让压锚杆)+顶板和煤柱三维锚索桁架+局部破碎带自钻注浆锚杆+动态超前加强支护”综合一体化支护。巷道表面位移监测结果见图6。

由图6所示的巷道表面位移演化曲线可知:

(1) 掘巷期间巷道表面变形以两帮收敛为主。掘巷初期 2~10d 内, 围岩变形速率较大, 15d 时巷道变形基本趋于稳定, 掘巷后 30d 时巷道两帮收

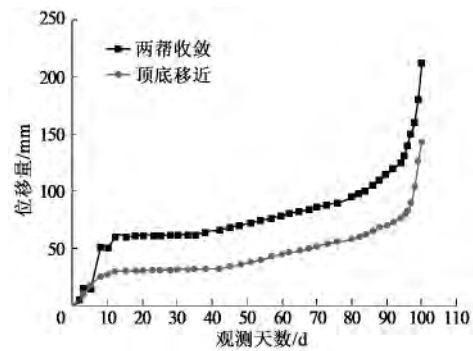


图6 巷道表面位移演化曲线

敛最大变形量为 60mm, 顶板下沉量为 35mm, 巷道整体稳定性很好。

(2) 回采期间巷道表面变形仍以两帮收敛为主。掘巷后 60d 时位移开始逐渐增大, 80d 时两帮收敛和顶底移近量都小于 100mm, 之后随着采动影响加剧, 巷道变形急剧增大, 但在 100d 时采面经过测站时两帮收敛和顶底移近量分别为 212mm 和 143mm, 未给正常回采带来影响。

图7为巷道顶板离层量演化曲线, 由图可知: 掘巷初期 15d 内, 顶板深浅基点位移量都较小, 在 10mm 以内; 掘巷后 20~50d 位移量变化幅度不大; 掘巷后 60d 的顶板深浅基点位移差约为 11mm, 处于安全范围内, 顶板未发生离层; 之后随着采动影响加剧, 巷道顶板下沉量迅速增大, 但 2m 范围和 6m 范围内的顶板下沉量几乎保持同步增长, 在 100d 采面经过测站时深浅基点的位移差仅为 16mm, 顶板仍未出现离层。由此可见顶板锚索桁架支护效果较好, 提高了顶板岩层的整体抗变形性能, 有效抑制了顶板离层的发生。

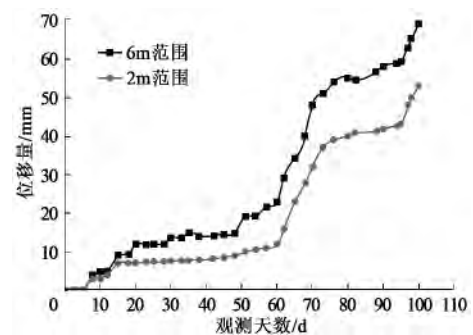


图7 顶板离层量演化曲线

4 结论

(1) 根据测试所得的唐口煤矿深部沿空巷道的松动圈厚度, 综合理论分析和数值模拟方法研究确定了唐口煤矿 5302 沿空巷道区段煤柱的合理宽度为 5m, 该沿空巷道的合理掘进时间应滞后相邻

(下转 84 页)

(4) 超长封孔 由于深孔注浆的注浆压力大, 注浆时的封孔长度设定为 3m, 封孔材料为棉纱加马丽散材料。因低温时马丽散材料反应比较慢, 规定封孔后 15~20min 后才开始注浆操作。

(5) 快速封孔 每钻好一个孔后, 在最短时间内完成封孔并马上开始注浆, 以防止断层带中的泥砂水从钻孔中大量流出而破坏断层带的整体稳定性, 这是本施工中的一个关键点。

(6) 高压风防钻杆堵塞 为避免深孔钻孔时高强度中空钻杆发生堵塞, 高压风必须在钻孔过程中保持常通。

3 马丽散帷幕深孔注浆在断层煤岩体中的效果

整个深孔帷幕注浆施工过程持续约 21d, 共施工 65 个钻孔, 平均每孔注浆量 300kg 左右, 共使用注浆材料约 20t。在完成深孔帷幕注浆加固后继续开始 +3670m 运输石门的掘进, 为了最大程度地减小外力对加固帷幕造成影响, 掘进过程中施工队采取风镐掘进模式, 遵循多循环、少进尺和及时支护的方针, 确保安全顺利通过 F8 断层带。

在巷道掘进进入 F8 断层范围内以后, 显示加固圈内顶板及两帮岩体完整, 能看到渗透入围岩裂隙中固化后的马丽散材料, 其固化物具有很高的强度和韧性。由于深孔帷幕注浆成功形成了结实的加固保护圈, 最终 +3670m 运输石门顺利通过 F8 断层带, 整个过程中未发生顶板冒落、涌水等现象。

4 结论

由于 F8 断层带地处低温、低压的高原地带, 且具有煤质松软、涌水大、压力大等特点, 而且施工方案采取的是一次性深孔帷幕注浆加固, 孔深达

25m, 传统注浆材料的流动性和流动时间、渗透性、力学性能以及注浆过程等都受到了影响和挑战; 本项目通过调整马丽散化学注浆材料的反应时间特性、渗透性和力学特性来适应高原低温、低压条件下的超深孔注浆要求, 并辅以增温、保风压等施工措施, 确保了改性马丽散注浆材料在应用于流塑性冻融层中的加固效果, 使得 +3670m 运输石门安全、顺利而快捷地通过了 F8 断层带, 实现了高原特殊条件下和复杂地质条件下的一次性超长帷幕注浆加固的成功, 取得了很好的经济效益和社会效益, 也为同类条件的矿山提供了借鉴。

[参考文献]

- [1] 张 庆, 邹正盛, 李利峰. 雪峰山 2 号隧道帷幕注浆加固技术 [J]. 煤炭工程, 2012, 44 (5): 42-44.
- [2] 江中乐, 孙 冰. 帷幕注浆技术在丰纪果园煤矿堵水工程中的应用 [J]. 煤炭工程, 2010, 42 (10): 25-31.
- [3] 李金华. 煤巷帷幕注浆施工技术 [J]. 煤炭工程, 2011, 43 (10): 28-30.
- [4] 王勇涛, 马成福. 高原环境下马丽散和罗克休注浆初步研究 [J]. 煤炭工程, 2011, 43 (3): 42-43.
- [5] 钟长兵, 马成福, 高友光. 高原冻土斜井高冒区注浆加固施工技术 [J]. 煤炭科学技术, 2013, 41 (3): 39-42.
- [6] 王成善, 丁学林. 青藏高原隆升研究新进展综述 [J]. 地球科学进展, 1998, 13 (6): 526-531.
- [7] 周 桥, 高 谦, 许海涛. 破碎带工程围岩超前锚杆加固外插角研究 [J]. 煤炭学报, 2009, 34 (12): 1594-1598.
- [8] 宋维刚, 宋生春, 董 琳, 等. 青海东北部木里煤田江仓矿区构造特征及其对煤系地层、煤层控制 [J]. 西北地质, 2008, 41 (3): 79-85.
- [9] 王怀增, 高宪彩, 侯宜琦. 综采工作面过断层对顶帮加固措施的改进 [J]. 山东煤炭科技, 2012 (5): 216-218.

[责任编辑: 林 健]

(上接 81 页)

采面回采 89d 以上。

(2) 针对唐口煤矿 5302 大采高沿空掘巷的具体条件, 设计了合理的支护方案并进行现场工业性试验, 与煤矿原有支护相比, 支护成本大幅降低, 支护效果明显提高, 很好地适应了深部动压巷道的围岩压力特点, 充分发挥了围岩的自承载能力, 维护了巷道的稳定性。

[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): 649-662.

- [2] 陈 勇. 沿空留巷围岩结构运动稳定机理与控制研究 [D]. 徐州: 中国矿业大学, 2012.
- [3] 贾 蓬, 唐春安, 张国联. 深埋垂直板裂结构岩体中洞室失稳破坏机制 [J]. 东北大学学报 (自然科学版), 2008 (6): 893-896.
- [4] 侯圣权, 靖洪文, 杨大林. 动压沿空双巷围岩破坏演化规律的试验研究 [J]. 岩土工程学报, 2011, 33 (2): 265-268.
- [5] 肖亚宁. 潞安矿区沿空巷道三维锚索支护机理及应用研究 [D]. 北京: 中国矿业大学 (北京) 博士论文, 2011.
- [6] 周 恒, 漆泰岳, 于加云. 深部极软岩巷道补充锚注加固机理及应用 [J]. 现代隧道技术, 2006 (5): 55-59.
- [7] 孟俊杰. 高应力软岩回采巷道沿空掘巷技术研究及应用 [J]. 山西焦煤科技, 2012 (4): 10-13.

[责任编辑: 姜鹏飞]