

Y 型通风沿空留巷巷道支护试验研究

罗勇

(煤矿瓦斯治理国家工程研究中心, 安徽 淮南 232001)

摘要: 为有效解决深部安全高效开采带来的巷道支护等问题, 对无煤柱 Y 型通风沿空留巷巷道支护开展了试验研究, 解决了巷道留巷支护强度和工作面安全回采的问题。

关键词: Y 型通风; 沿空留巷; 巷道支护; 安全高效开采

中图分类号: 文献标识码: B 文章编号: 1671-4172(2011)02-000-00

Experimental study on supporting technology of gob-side entry with Y model ventilation manner

LUO Yong

(National Engineering Research Center for Coal Gas Control, Huainan 232001, Anhui, China)

Abstract: In order to solve the problems of deep mining with safety and high efficiency in force, experimental study was carried out based on supporting technology of gob-side entry with Y model ventilation manner, which solved the problems of gob-side entry retaining support strength and safe mining.

Key words: Y model ventilation manner; gob-side entry retaining; supporting; mining with safety and high efficiency

引言

深部资源开采已成为国内外采矿工程界一个十分重要的研究课题。一些深井开采的国家, 如美国、加拿大、澳大利亚、南非、波兰、俄罗斯等, 其政府、工业部门和研究机构密切配合, 集中人力和财力, 对深部开采相关理论和技术开展了基础性的研究。近 20 年来, 国内外学者在岩爆预测、软岩大变形机制、隧道涌水量预测及岩爆防治措施、软岩防治措施以及深部矿井的瓦斯灾害治理等各方面进行了深入的研究, 取得了一些成绩。我国 20 世纪 80 年代末就开始了深部开采理论和技术方面的研究, 并取得了不少研究成果^[1-4]。

我国大多数矿区地质构造复杂, 随着开采规模扩大和开采深度的迅速增加, 深部开采巷道矿压显现剧烈, 破坏严重, 支护难度剧增; 特别是面临深部瓦斯等灾害隐患, 卸压开采保护层抽采瓦斯效果固然好, 但是预留煤柱使被卸压层对应区域应力集中, 容易造成煤与瓦斯动力灾害, 难以全面卸压消除瓦斯灾害^[5-7]。

文献[5]详细深入地研究了无煤柱煤与瓦斯共采技术, 对 Y 型通风沿空留巷技术有关的围岩控制及巷道支护、瓦斯抽采、留巷墙体材料及充填工艺等关键技术问题进行了攻关, 有效解决了低透气性高瓦斯煤层群的安全高效开采问题。研究成果表明^[5-7]: 煤矿深部资源开采应走井下全面卸压开采、煤与瓦斯安全高效共采的技术路线。采用沿空留巷方式实现无煤柱开采, 因两次采动影响, 特别是第一次强烈的滞后采动影响会导致留巷巷道发生剧烈变形, 因此一次采动后留巷期间巷道的维护和控制十分重要。基于此, 本文对留巷处于不同性质围岩情况下的巷道支护进行了试验研究。

1 工程概况

某矿为首采 103 工作面, 北部位于工广保护煤柱线南 300 m, 南部尚未开拓, 西部以 F2 断层东的岩浆岩侵蚀区为界, 东至大巷保护煤柱线。工作面机巷标高为 -530~-402 m, 风巷标高为 -515~-397 m。工作面长 150 m, 推进长度为 800 m, 面积约 11.1 万 m²。

工作面开采煤层为 10 煤, 煤厚 0.3~3.05 m, 平均 2.52 m。煤层结构较简单, 无夹矸, 煤层倾角平均 9°。老顶以灰色粉砂岩、泥岩为主, 厚度 3.7~18.72 m。直接顶为泥岩, 厚

度 4.04~21.83 m。岩浆岩侵蚀区直接顶顶板局部为岩浆岩,厚度约 2~4 m;底板为深灰色泥岩、粉砂岩,厚度 1.5~13.07 m。

2 巷道支护方案与参数

2.1 巷道掘进支护方案与参数

103 工作面掘进期间基本支护情况,巷道断面为矩形断面:宽×高=4.0 m×2.6 m,巷道顶板采用锚网梁联合支护,顶部布置 5 根右旋全螺纹钢锚杆,锚杆规格为 $\Phi 20$ mm×2000 mm,间排距 900 mm×800 mm,每孔采用 2 卷 Z2350 树脂锚固剂锚固。顶板锚索采用 $\Phi 15.24$ mm×7.5 m 钢绞线,锚索布置在顶板中间位置,锚索间距为 1.6 m,每孔 2 卷 Z2350、2 卷 K2350 树脂锚固剂锚固,外露 250 mm,预紧力为 120 kN。帮部采用竹锚杆支护,竹锚杆长为 1 600 mm,每帮 3 根,最上面一根锚杆距顶板 200 mm;帮部每孔采用 2 卷水泥锚固剂,回采帮采用竹锚杆支护,非回采帮采用竹锚杆挂网支护。顶部锚杆锚固力为 50 kN;螺母扭矩不小于 100 N·m;梁为 $\Phi 12$ mm 钢筋焊制的梯子梁,长 3 800 mm;网为 10[#]铁丝编织网,网幅为 6 000 mm×900 mm、网孔大小 80 mm×80 mm。少数地段为工字钢棚支护。

2.2 回采前原位巷道加固方案及参数

为了使留巷在最终变形后能满足通风、行人等安全生产以及下一个工作面回采需要,保证沿空留巷的可靠性,考虑要对原位巷道和后期的充填墙体进行必要的补强加固。

根据本工作面巷道煤层赋存条件,按直接顶的岩层性质将巷道分为三种类型,即泥岩顶、火成岩(砂岩)顶、煤顶。针对这三种不同顶板条件给出具体加固方案及参数。

2.2.1 泥岩顶巷段顶板加固方案及参数

1) 顶板锚杆:在原巷道顶板钢筋梯子梁上两锚杆中间位置补打单体锚杆。每排顶板钢筋梯子梁上共补打四根,锚杆规格为 $\Phi 20$ -M22-2500 mm 专用螺纹钢(左旋)超高强预拉力锚杆,每根锚杆采用两节 Z2550 型中速树脂药卷加长锚固;排距同原巷道顶板支护;

2) 顶板锚索梁或锚索:在顶板每排锚杆中间位置施工锚索梁(一梁两锚索)。锚索钢绞线规格为 $\Phi 17.8$ mm×6.3 m,眼孔深度 6.0 m,每孔采用三节 Z2550 中速树脂药卷加长锚固;两根锚索采用 24[#]槽钢梁连接,槽钢梁长 2.4 m,眼距 1.8 m,即锚索间距为 1.8 m(距离巷道中心各 0.9 m),并配 100 mm×150 mm×12 mm 规格的矩形钢垫板;

顶板破碎不平时,锚索梁改为两根单体锚索,单体锚索配 400 mm×400 mm 大托盘(并配 100 mm×150 mm×12 mm 规格的矩形钢垫板),预紧力 80~100 kN,锚固力不低于 200 kN。锚索间距为 1.8 m(距离巷道中心各 0.9 m),排距同锚杆排距。

2.2.2 火成岩(砂岩)顶巷段顶板加固方案及参数

1) 顶板锚杆:顶板每排施工 4 根专用螺纹钢(左旋)超高强预拉力锚杆,锚杆规格为 $\Phi 20$ -M22-2500 mm,锚杆间距 1 200 mm;沿巷道走向排距为 1 500 mm。每根锚杆采用两节 Z2550 型中速树脂药卷加长锚固。

2) 顶板锚索:在顶板每两排新加固锚杆中间位置施工两根锚索,钢绞线规格为 $\Phi 17.8$ mm×6.3 m,眼孔深度 6.0 m,间距 1.8 m(距离巷道中心各 0.9 m),排距 3.0 m。锚索每孔采用三节 Z2550 中速树脂药卷加长锚固;锚索配 400 mm×400 mm 大托盘(并配 100 mm×150 mm×12 mm 规格的矩形钢垫板),预紧力 80~100 kN,锚固力不低于 200 kN。

2.2.3 煤顶巷段顶板加固方案及参数

考虑到工字钢棚支护巷段基本都为松散破碎的断层等复杂地质构造带,岩层松散破碎,松动范围较大,施工锚杆锚索难度较大,达不到加固巷道围岩稳定的预想效果;同时在受外界开挖和扰动时将很可能产生垮冒,因此,加固工作应建立在胶结紧固原位巷道顶板松散破碎岩层的基础之上进行。经研究并和矿方讨论,替换方案确定如下:煤顶巷道表面初喷—顶区超前注水泥浆(断层带进一步深孔注化学浆胶结破碎岩体)—拆工字钢棚(锚索控顶)—帮顶锚杆锚索支护。

替换步骤和相关支护参数分述如下：

1) 初喷密封。由于工字钢棚支护段围岩相对比较破碎，为了保证注浆效果，需要在工字钢棚支护段围岩表面喷射薄层混凝土封闭围岩，喷层厚度为 50~70 mm（将工字钢棚喷平盖严），防止浆液泄漏。喷浆拌料要均匀，材料的配比为：水泥：黄沙：石子=1：2：2，水灰比为 45%，速凝剂掺量为水泥重量的 2.5%~4%，拌料要均匀。

2) 超前注水泥浆。在初喷密封的工字钢棚支护巷段，每两排工字钢棚在巷道顶板位置均匀布置 3~4 根 2.0 m 长注浆孔，对破碎顶板进行胶结，注浆锚杆长度为 1~1.5 m；注浆压力一般不超过 1.0 MPa，注浆量以不发生大量跑浆为准。深度破碎的断层带可进一步采用化学材料深孔注浆加固，根据围岩条件随机布孔注浆，孔深 4 m，作为临时措施防止顶板垮冒，为拆工字钢棚创造条件。

3) 拆工字钢棚（锚索控顶）。注完水泥浆，待围岩胶结后打落围岩表面喷层，逐架拆除工字钢棚。若围岩胶结效果不好顶板易下沉冒落时，及时采用锚杆或锚索控制顶板，钢绞线规格为 $\Phi 17.8 \text{ mm} \times 6.3 \text{ m}$ ，眼孔深度 6.0 m。每孔采用三节 Z2550 中速树脂药卷加长锚固，以保证锚固效果。锚索预紧力 80~100 kN，锚固力不低于 200 kN，采用 400 mm×400 mm 大托盘（并配 100 mm×150 mm×12 mm 规格的矩形钢垫板），预紧力 80~100 kN，锚固力不低于 200 kN。

4) 顶锚杆锚索支护（断层带深孔注化学浆胶结破碎岩体）：在锚网替换工字钢棚支护的施工过程中，采用“拆一锚一”的方式进行，即拆一架工字钢棚，空顶距离够一排锚杆时及时施工一排锚网支护，够一排锚索时及时安装锚索，严格执行紧跟迎头的原则，根据实际情况临时增加锚杆锚索护顶，锚网支护基本参数如下所示：

①顶板锚杆：巷道顶板采用 5 根左旋锚杆专用螺纹钢超高强预拉力锚杆加 3.6 m 长 M4 型钢带（一根钢带上 5 个眼孔）、8#钢筋网（网孔尺寸 70 mm×70 mm）联合支护，锚杆规格为 $\Phi 20\text{-M}22\text{-}2500 \text{ mm}$ ，每根锚杆采用两节 Z2550 型中速树脂药卷加长锚固；锚杆间距 800 mm，排距 700 mm。

②顶板锚索梁或锚索：在顶板每排锚杆中间位置施工锚索梁（一梁两锚索），锚索钢绞线规格为 $\Phi 17.8 \text{ mm} \times 6.3 \text{ m}$ ，眼孔深度 6.0 m，每孔采用三节 Z2550 中速树脂药卷加长锚固；两根锚索采用 24#槽钢梁连接，槽钢梁长 2.4 m，眼距 1.8 m，即锚索间距为 1.8 m（距离巷道中心各 0.9 m），并配 100 mm×150 mm×12 mm 规格的矩形钢垫板；

顶板破碎不平时，锚索梁改为两根单体锚索，单体锚索配 400 mm×400 mm 大托盘（并配 100 mm×150 mm×12 mm 规格的矩形钢垫板），预紧力 80~100 kN，锚固力不低于 200 kN。锚索间距为 1.8 m（距离巷道中心各 0.9 m），排距同锚杆。

在断层带等围岩破碎难以施工安装锚杆和锚索时，可采用深孔注化学浆胶结破碎岩体再施工安装锚杆和锚索，注浆材料可选用马丽散或瑞米加固 I 号。具体为：迎头顶部施工 3 个注浆钻孔，孔间距 1.2~1.5 m，超前胶结煤岩控制顶板；钻孔角度 20°~30°，钻孔深度 3~4 m。注浆锚杆：长度 2.6 m，4 分钢管制成，钢管底端砸成扁状；钢管底端 1.0 m 长度内错开钻孔，孔径由大逐渐变小，前端孔径 $\Phi=8 \text{ mm}$ ，后端孔径 $\Phi=4 \text{ mm}$ ；采用专用封孔器封孔，封孔深度为 1.0 m；具体施工时参考井下具体情况执行。

2.2.4 保留煤帮加固方案及参数

以上三种顶板加固方式中对保留煤帮的加固方案及参数均为：在原位巷道保留煤帮，每排支护中间重新加设锚带网支护，采用 4 根 IV 级左旋锚杆专用螺纹钢（左旋）超高强预拉力锚杆加一根 2.2 m 长、四组孔的 M4 型钢带、8#钢筋网（网孔尺寸 70 mm×70 mm，在墙体不平整处可采用菱形金属网）联合支护，锚杆规格为 $\Phi 20\text{-M}22\text{-}2500 \text{ mm}$ 。每根锚杆采用两节 Z2550 型中速树脂药卷加长锚固；锚杆间距为 600 mm；排距同原巷道帮部支护。上排锚杆 75°迎角。

3 矿压观测及支护效果分析

3.1 矿压观测的主要内容和测点布置

在工作面前方 5 m 左右开始设测点，每 15 m 设一个测点进行观测，共设置 6 个测点，其目的就是观测超前采动影响下巷道的变形速度、变形量，以及超前支承压力峰值离工作面的距离。在工作面后方 10 m 处安设测点，以后每 15 m 设置一个测点，共设置 4 个测点，主要是为了观测回采过程中巷道的变形情况。103 工作面测点布置平面图见图 1。测点的观测采用十字断面法进行表面位移观测。

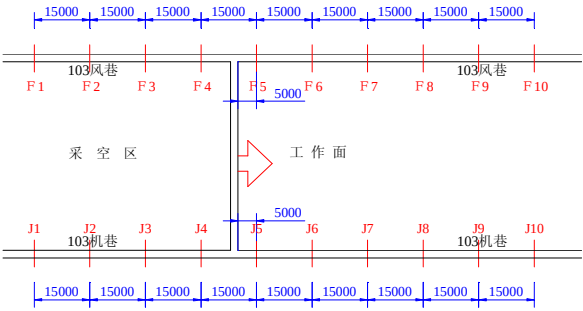


图 1 103 工作面测点布置平面图

Fig.1 Arrangement plan of measuring stations of workplace 103

3.2 矿压观测分析

3.2.1 巷道表面位移分析

1) 工作面前方表面位移

在受工作面采动影响前，巷道表面位移较小。随着工作面的推进，各个观测点相继受到工作面的采动影响。图 2、图 3 为工作面前方测站的表面位移速度、位移量与工作面的相对位置关系，由图 2 和图 3 可知：

①超前工作面 20~50 m 范围内，巷道表面位移速度很小，变形速度不超过 1 mm/d。随着工作面的临近，顶底和两帮的相对位移均逐步增大。巷道整体变形量不大，比较明显的影响范围大约是 20 m，机巷和风巷围岩表面位移变形速度快速增加，工作面的超前影响范围为 20 m 左右。

②工作面回采对两帮的影响大于对顶底板的影响。由于巷道顶板为砂岩，且顶板完整性较好，所以顶底板相对移近量远小于两帮相对移近量。从图 3 可以看出，两帮移近量可达 52~110 mm，而顶底板移近量只有 12~20 mm。

③工作面回采对机巷的影响大于风巷。从图 2 可以看出：机巷两帮移近速度最大可达到 17 mm/d，顶底板移近速度最大只有 2 mm/d；从图 3 中可以看出：风巷两帮移近速度及顶底板移近速度较小，两帮最大移近速度只有 2.5 mm/d。

④工作面回采前曾对巷道进行加固，加固措施有效控制了围岩的变形，巷道受采动影响变形较小，回采前两帮最大变形量只有 110 mm，为后期充填留巷打下了良好的基础。

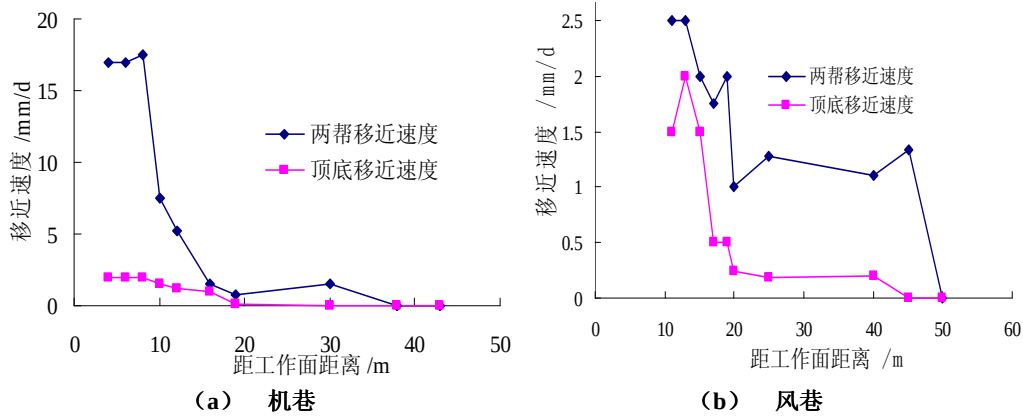


图 2 巷道围岩移近速度图

Fig.2 Deformation velocity curves of surrounding rock

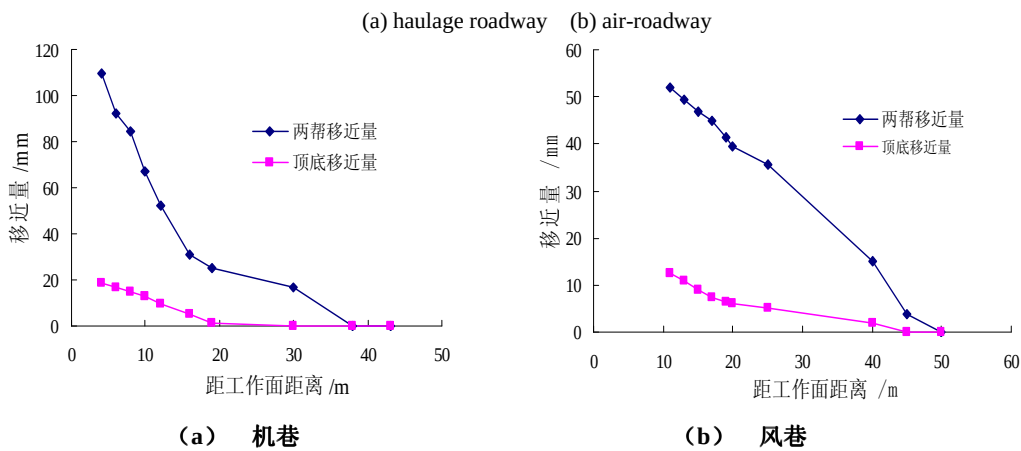


图 3 巷道围岩移近量图

Fig.3 Deformation curves of surrounding rock

(a) haulage roadway (b) air-roadway

2) 工作面后方表面位移

对工作面后方围岩表面变形进行连续观测,得到工作面后方不同位置处巷道表面位移量、表面位移速度,分别如图 4~7 所示。

从图 4~5 可以看出:

①工作面后方 35 m 以内,无论是风巷还是机巷,巷道表面位移速度均较小,变形速度不超过 7 mm/d。由于顶板岩性较好,且工作面回采速度较慢,回采速度仅为 1.8 m/d,顶板缓慢回转下沉,且工作面后方单体支柱能及时支设,有效维护了巷道围岩的稳定性。

②随着工作面推进,上覆岩体不断的弯曲、下沉和破坏,留巷采空区侧的基本顶在自重及支护体产生的切顶阻力作用下破断。随基本顶岩块的旋转,基本顶岩块在下部冒落碎矸石的支撑下形成的“三角块结构”逐渐稳定,从而使沿空巷道一定范围内的应力小于原岩应力。随着矸石的逐渐压实,形成稳定“三角块结构”的上位岩层也将折断、变形下沉,使煤壁乃至直接顶产生损伤,支承压力影响范围加大,峰值进一步内移,留巷上方顶板产生平移下沉,由于受基本顶分层垮落的影响,巷道顶板下沉呈现波动性。此时顶板运动特征以旋转下沉为主,但下沉速度较小。工作面后方 35~90 m,风巷充填体侧变形速度最大达到 21 mm/d,煤体侧变形速度最大达到 13 mm/d;机巷充填体侧变形速度最大达到 9 mm/d,煤体侧变形速度最大达到 5 mm/d。

③工作面后方 90 m 以外,随着充填墙体承载强度的增加、顶板回转下沉趋于稳定、受采动影响减小,巷道变形速度逐渐下降,进入变形稳定期。

④无论机巷还是风巷，充填体侧变形是实体煤侧变形的两倍，说明工作面采动对充填体的影响比较强烈。由于上覆岩体发生断裂，充填墙体承受的压力迅速增加，墙体发生不同程度的破坏。

⑤两帮移近和顶底板移近受周期来压影响。基本顶发生周期性破断时，两帮移近和顶底板移近速度也相应发生周期性、跳跃性增加，且随着离工作面距离的增加振幅呈衰减趋势。

⑥工作面回采对风巷的影响大于对机巷的影响，风巷充填体侧最终变形量达到 200 mm，机巷充填体侧最终变形量只有 140 mm。主要原因是由于该段风巷顶板为岩浆岩侵入，随工作面回采顶板不能及时垮落以充填采空区，顶板活动长期不能稳定，造成风巷持续不断的变形；而机巷顶板随采随冒，顶板活动很快趋于稳定，巷道围岩稳定时间也较短。

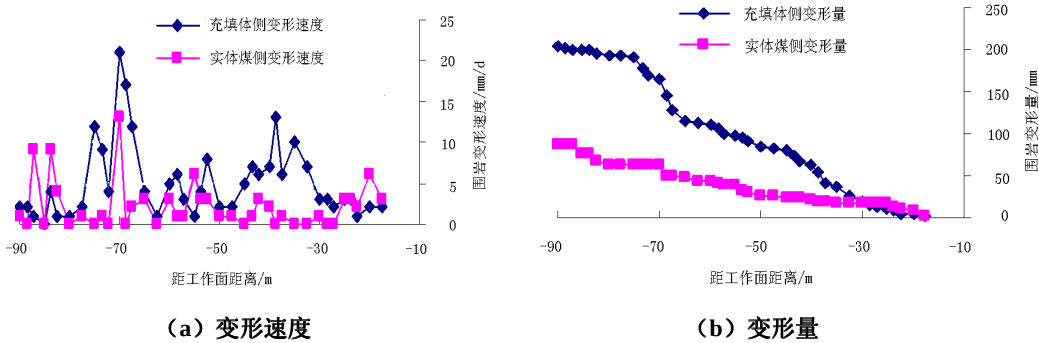


图 4 风巷工作面后方两帮变形图

Fig.4 Deformation and deformation velocity curves of air-roadway walls behind working face

(a) deformation velocity (b) deformation

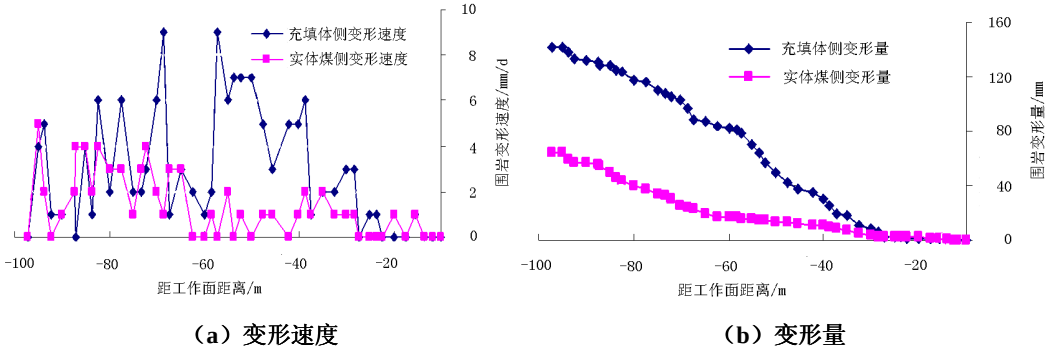


图 5 机巷工作面后方两帮变形图

Fig.5 Deformation and deformation velocity curves of haulage roadway walls behind working face

(a) deformation velocity (b) deformation

从图 6~7 可以看出：

①变形速度增加区为距离工作面煤壁 40 m 范围以内。随着工作面推进，上覆岩体不断的弯曲、下沉和破坏，留巷采空区侧的基本顶在自重及支护体产生的切顶阻力作用下破断，巷道围岩的变形速度呈现明显的上升趋势。工作面后方 30~50 m 范围内，顶板下沉最大速度达到 21 mm/d，底鼓最大速度达到 13 mm/d。

②变形速度降低区为工作面后方 40 m 到工作面后方 90 m 的范围。随基本顶岩块的旋转，基本顶岩块在下部冒落碎矸石的支撑下形成的“三角块结构”逐渐稳定，从而使沿空巷道一定范围内的应力小于原岩应力。

③工作面后方 90 m 以外，随着充填墙体承载强度的增加、顶板回转下沉趋于稳定、受采动影响减小，巷道变形速度逐渐下降，进入变形稳定期。

④无论机巷还是风巷，顶板下沉量和底鼓量相差不大。说明工作面采动对顶底板活动都造成了比较强烈的影响。

⑤顶板下沉和底鼓受周期来压影响，基本顶发生周期性破断时，顶板下沉和底鼓速度也相应发生周期性、跳跃性增加。

⑥工作面回采对风巷的影响大于对机巷的影响，风巷顶板最终下沉量达到 210 mm，机巷顶板最终下沉量只有 170 mm。主要原因是由于该段风巷顶板为岩浆岩侵入，顶板不能及时垮落，造成风巷持续不断的变形。

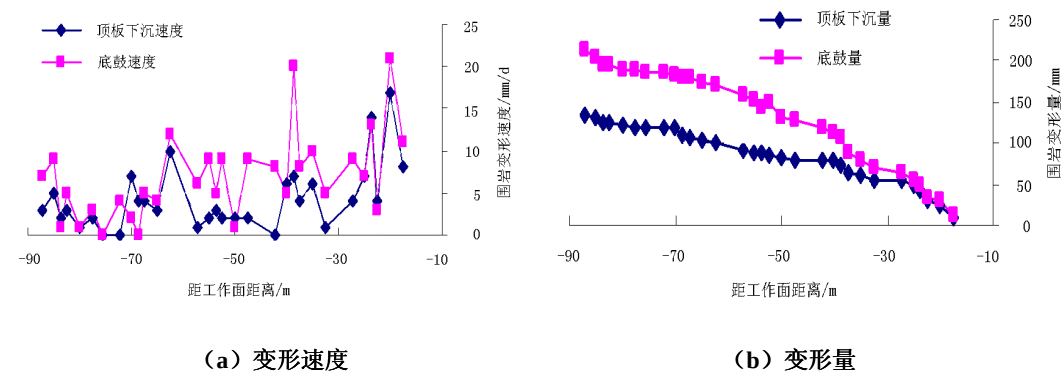


图 6 风巷工作面后方顶底板变形图

Fig.6 Deformation and deformation velocity curves of roof-bottom of air-roadway behind workface

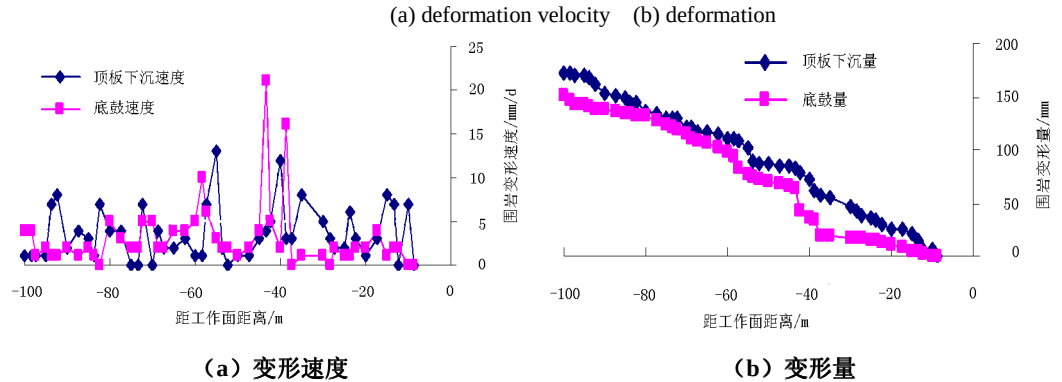


图 7 机巷工作面后方顶底板变形图

Fig.7 Deformation and deformation velocity curves of roof-bottom of haulage roadway behind workface

3.2.2 钻孔探测仪观测

用钻孔窥视仪观测顶板岩石赋存状况和受采动影响裂隙发育状态，所选地点为机巷，分别在工作面前方 20 m 处和工作面后方 20 m 处布置钻孔，钻孔深 8 m，钻孔距距离巷帮 0.5 m、倾斜工作面方向 20°施工，通过观测得到不同深度的钻孔探测记录，见图 8~9 所示。

从钻孔探测记录图 8 可以看出，机巷顶板岩层 3 m 以下主要砂岩为主，3 m 以上有泥岩成分存在；工作面前方虽受采动影响，但顶板完整性保存较好，1 m 以内浅部有些许裂隙，3.5 m 左右砂岩与泥岩交界面处顶板有离层现象，围岩深部完整性较好，没有明显破坏发生。

从图 9 可以看出，工作面后方浅部砂岩段岩层仍保持较好的完整性，但 3~3.5 m 范围内，岩层间的离层现象明显，同时围岩深部开始出现裂隙，4.5~5 m 处顶板垂向裂隙十分发育。由于钻孔为前一天所施工，观测时钻孔已受工作面采动影响，岩层间发生错动，顶板冒落导致钻孔 5 m 深处即被泥岩封孔，无法继续进行观测。

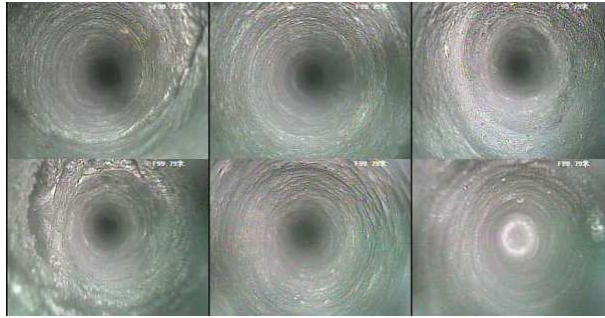


图8 工作面前方 20m 处不同深度钻孔探测记录

(从上到下、从左到右依次是 1m、2m、3m、3.5m、4m、7.5m 照片)

Fig.8 Drilling-hole photos of 20 m ahead of workface (the heights from top to bottom, from left to right are 1 m, 2 m, 3 m, 3.5 m, 4 m and 7.5 m)

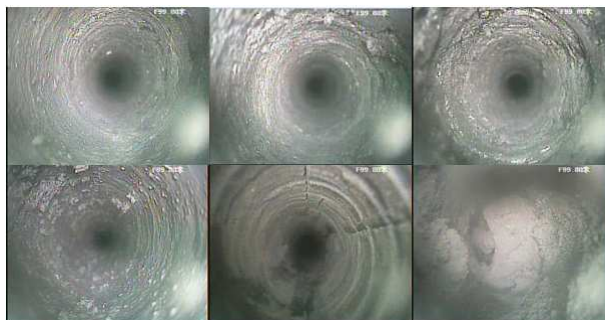


图9 工作面后方 20m 处不同深度钻孔探测记录

(从上到下、从左到右依次是 2 m、3 m、3.5 m、4 m、4.5 m、5 m 照片)

Fig.9 Drilling-hole photos of 20 m after workface (the heights from top to bottom, from left to right are 2 m, 3 m, 3.5 m, 4 m, 4.5 m and 5 m)

4 结论

1) 巷道掘进期间支护强度较低, 不能满足留巷要求, 根据本工作面巷道顶底板岩层赋存条件, 按直接顶岩层性质将巷道分为泥岩顶、火成岩(砂岩)顶、煤顶三种类型, 应用高强预应力锚杆、锚索支护体系, 分别采取针对性补强方案, 较好的维护了巷道围岩的稳定性, 满足了巷道留巷支护强度要求。

2) 矿压观测表明, 机巷、风巷顶板条件不同, 矿压显现规律也有很大区别。工作面回采对风巷的影响大于对机巷的影响, 例如, 风巷充填体侧最终变形量达到 200 mm, 机巷充填体侧最终变形量只有 140 mm。主要原因是由于风巷顶板为岩浆岩侵入, 随工作面回采顶板不能及时垮落以充填采空区, 顶板活动长期不能稳定, 造成巷道持续不断的变形; 而机巷顶板为厚度达 4.04~21.83 m 泥岩, 随着工作面开采顶板随采随冒, 顶板活动很快即趋于稳定, 巷道围岩稳定时间也较短。

3) 103 工作面风巷、机巷沿空留巷取得了成功, 留巷压力稳定后巷道平均宽度约为 4 m, 巷道平均高度约为 2.0 m, 留巷断面达到了 8.0 m^2 以上, 满足了本工作面安全回采的需要, 达到了预期的留巷效果。在风巷、机巷不同的顶板条件下实施沿空留巷实现了顶板控制型式上的创新。

参考文献

[1] 钱鸣高, 缪协兴, 许家林, 等. 岩层控制的关键层理论[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003.

- [2] 张铁岗. 煤矿安全技术基础管理[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2003.
- [3] 袁亮. 松软低透煤层群瓦斯抽采理论与技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2004.
- [4] 俞启香,程远平,蒋承林,等. 高瓦斯特厚煤层煤与卸压瓦斯共采原理及实践[J]. 中国矿业大学学报, 2004, 33(2):128-131.
- [5] 袁亮. 低透气性煤层群无煤柱煤与瓦斯共采理论与实践[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2008.
- [6] 袁亮. 深井巷道围岩控制理论及淮南矿区工程实践[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2004.
- [7] 袁亮. 卸压开采抽采瓦斯理论及煤与瓦斯共采技术体系[J]. 煤炭学报, 2009, 34(1): 1-8.

基金项目: “十一五”国家科技支撑计划项目: 矿井深部开采安全保障技术及装备开发(项目编号:HNKY-JT-JS-(2009)11 号)。

作者简介: 罗勇(1977-), 男, 工学博士, 高级工程师, 主要从事矿井安全开采等方面的研究。