

文章编号: 1673-3363-(2016)01-0049-07

极近距离煤层下位巷道变形机理及控制

于洋¹, 神文龙², 高杰^{2,3}

(1. 徐州工程学院土木工程学院, 江苏 徐州 221111; 2. 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; 3. 中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116)

摘要 为了解决极近距离煤层下位巷道围岩维护的难题, 以山西蒲县北峪煤矿工程地质条件为背景, 通过数值计算研究了极近距离上位煤层采空区下底板岩层的应力分布规律及下位煤层巷道变形破坏特征, 确定了下位巷道顶板控制原则, 并对不同顶板控制方式进行了现场测试; 在此基础上, 提出了基于水力膨胀锚杆全长锚固和顶板超前插管法的三维联合控顶技术, 并依据力学计算和现场测试结果确定了关键参数。工业性试验表明, 研究开发的控制技术对极近距离煤层下位巷道围岩的控制作用显著, 巷道整体维护状况良好, 给类似条件下的巷道围岩控制提供了有益的参考。

关键词 极近距离煤层; 下位巷道; 水力膨胀锚杆; 三维联合控顶; 变形控制

中图分类号 TD 353 **文献标志码** A **DOI** 10.13545/j.cnki.jmse.2016.01.008

Deformation mechanism and control of lower seam roadway of contiguous seams

YU Yang¹, SHEN Wenlong², GAO Jie^{2,3}

(1. School of Civil Engineering, Xuzhou Institute of Technology, Xuzhou, Jiangsu 221111, China; 2. School of Mines, Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China; 3. State Key Laboratory of Coal Resources & Safe Mining, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

Abstract In order to solve the support problem of roadway locating in the lower seam of contiguous coal seams, this paper, taking Beiyu coalmine in Pu County, Shanxi Province as a case, has studied the stress field in the floor of gob belonging to upper seam and characteristics of deformation and instability for roadway locating in lower seam by means of numerical simulation. Principles of ground control for roadway roof in lower seam have been determined and different roof control methods have been tested in field. According to this research, three-dimensional combined roof control techniques based on hydraulic expansion bolt and advancing insertion of tube on roof have been put forward with corresponding key parameters being determined through theoretical analysis and field test. Field test has suggested that control techniques raised in this paper are effective for the ground control of roadway in lower seam of contiguous coal seams and the general condition of roadway is good, which has provided great reference value for ground control of roadway in similar conditions.

Key words contiguous seams; roadway in lower seam; hydraulic expansion bolt; three-dimensional

收稿日期: 2014-05-20

责任编辑: 王江涛

基金项目: 国家自然科学基金项目(51204166); 江苏高校优势学科建设工程项目; 中央高校基本科研业务费专项资金项目(2011QNB01)

作者简介: 于洋(1985—), 男, 山东省新泰市人, 博士, 讲师, 从事地下空间安全开发及灾害防治和巷道岩层控制理论与技术方面的研究。

通信作者: 高杰

E-mail: gaojie@cumt.edu.cn

Tel: 13813281262

combined control of roof; deformation control

中国煤层赋存条件的复杂性和多变性世界罕见,探索各种条件下适合的开采技术,提高煤炭资源回收率,延长矿井服务年限,实现安全、高效、绿色开采一直是中国煤炭行业关注的焦点^[1-4]。近年,中国煤矿处于高强度开采状态,许多矿区赋存条件优越的煤层储量骤减,近距离煤层(群)的开采问题逐渐突显。近距离煤层开采的矿压显现特征、围岩控制和安全开采技术等方面与普通单一煤层开采相比具有特殊性。现有的研究成果^[5-9]在一定程度上解决了煤层间距较大的近距离煤层开采及围岩控制等问题,但对于煤层间距较小的近距离煤层不能完全适用,尤其是极近距离煤层采空区下巷道围岩控制问题尚没有系统的认识,巷道支护方式盲目性较大,树脂锚固锚杆由于锚固剂与破碎围岩间的黏结效果差,经常出现因锚固失效而导致的巷道冒顶事故。因此,研究极近距离煤层开采条件下上位煤层采空区下的底板应力分布规律及下位煤层巷道的变形破坏特征,探索适用于极近距离煤层下位巷道围控制原理和技术,对于保障该条件下煤矿的安全生产具有重要现实意义。

1 工程背景

山西省蒲县北峪煤矿生产能力 0.6 Mt/a,采用下行开采方式,主采 2[#]和 3[#]煤层,2[#]煤层即将采完,逐步转入 3[#]煤层开采。3[#]煤层平均厚度 3.0 m,平均倾角 3°,硬度系数 1.5~2.5,根据 3[#]煤层掘进揭露情况,2[#]与 3[#]煤层间距较小,属于极近距离煤层。2[#]煤层回采巷道设计沿正北方向掘进,但由于测量误差,导致 2[#]煤层回采巷道掘进时方位与正北方向偏离 3°。为了提高煤炭资源回收率,将 3[#]煤层工作面方向调为正北方向,3[#]煤层 101 运输巷布置在上位 2[#]煤层采空区下方,内错 30 m 布置,巷道断面为矩形,断面尺寸宽×高=3.8 m×3.2 m,2[#]与 3[#]煤层的间距为 0.8~2.0 m。现场存在 2 个方面的问题:1) 3[#]煤层巷道顶板的完整性受到 2[#]煤层开采损伤的影响,其上又为 2[#]煤层开采垮落的不规则矸石,导致 3[#]煤层采掘区域的顶板结构和应力环境比较复杂;2) 布置在 2[#]煤层采空区下方的 3[#]煤层巷道,由于层间距小于通常的锚杆长度,采用树脂锚固锚杆可能无法在薄层顶板内形成有效锚固,巷道顶板安全性存在隐患。地层钻孔柱状及巷道空间位置如图 1 所示。

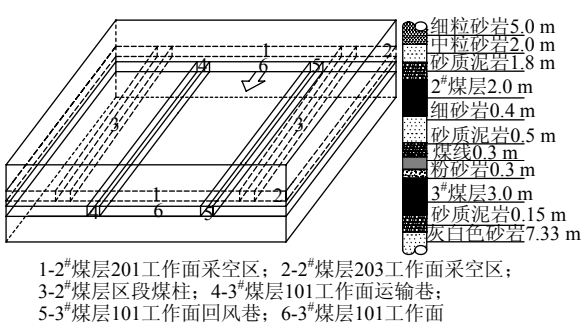


图 1 地层钻孔柱状及巷道空间位置图

Fig.1 Formation drilling columnar and roadway spatial location

2 采空区下底板应力变形破坏特征

煤层开采引起采场周围岩层应力重新分布,不仅在煤体上形成应力集中,而且还会向底板深处传递,造成底板岩层一定范围的变形破坏^[10]。因此,分析上位 2[#]煤层采空区下底板岩层的应力分布规律,研究下位 3[#]煤层巷道围岩变形破坏特征,是探求该条件下巷道布置和维护方式的基础。

2.1 数值计算模型

为了揭示采空区下底板岩层发生变形破坏过程中的应力分布规律,采用三维有限差分软件 FLAC^{3D},以北峪煤矿地质条件为研究背景,建立数值计算模型,模型尺寸长×宽×高=178 m×100 m×64.5 m。考虑计算的简便性和高效性,模型对相邻岩性相近或厚度较小的岩层进行了合并,岩层的物理力学参数参照实验室测试结果,详见表 1。模型的上表面施加均匀的垂直压应力,其余边界位移固定,本构模型采用摩尔-库仑模型。

表 1 岩层物理力学参数
Table 1 Rock physical and mechanical parameters

序号	岩性	厚度/ m	容重/ (kN·m ⁻³)	弹性 模量/ GPa	体积 模量/ GPa	内摩 擦角/ (°)	内聚 力/ MPa
1	上覆岩层	20.0	25.0	6.24	3.05	20	1.4
2	细粒砂岩	4.0	27.5	7.02	3.43	22	1.5
3	中粒砂岩	2.0	27.0	6.32	3.08	21	1.3
4	砂质泥岩	1.8	23.5	4.87	2.44	18	1.1
5	2 [#] 煤	2.0	13.5	2.37	1.16	13	0.8
6	夹层	1.5	22.5	4.32	2.11	15	1.0
7	3 [#] 煤	3.2	13.5	2.37	1.16	13	0.8
8	底板	30.0	26.5	6.18	3.03	21	1.4

2.2 底板应力分布规律

北峪煤矿 2[#]煤层区段煤柱宽度一般在 18 m 左右,煤柱两侧均为采空区,其应力分布状态主要取决于回采引起的支承压力影响距离和煤柱宽度^[11]。两侧采空煤柱下方不同深度水平截面应力分布曲线如图 2 所示。

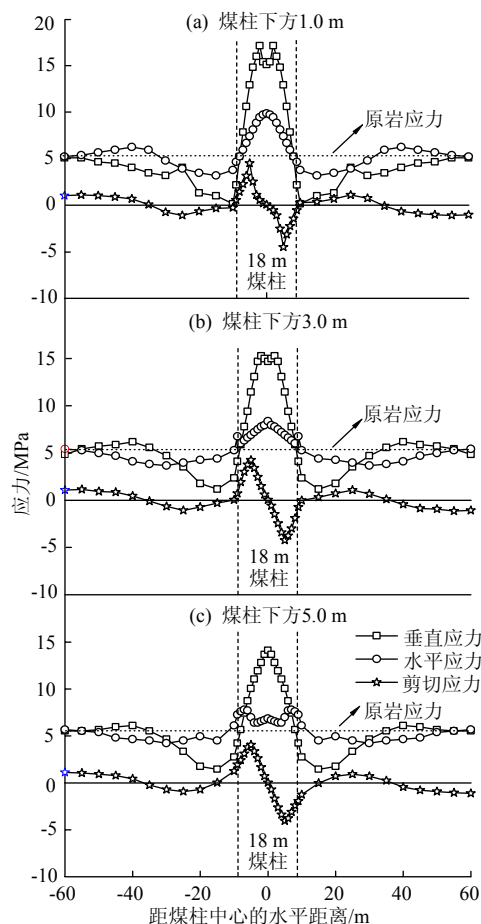


图 2 两侧采空煤柱下方不同深度水平截面应力分布
Fig.2 The stress distribution of different depth horizontal section under coal pillar with both sides of the goaf

由图 2 可知:

1) 垂直应力。① 底板岩层中垂直应力集中系数约为 2.75,应力传递影响角约为 35°,煤柱下方距煤柱中心线两侧 7~8 m 范围的底板岩层中形成应力增高区,采空区下方距煤柱中心线两侧 25~50 m 范围的底板岩层中形成应力降低区;② 随着深度增加,煤柱集中应力向底板扩散范围增大,但其影响程度减小,垂直应力峰值位置逐渐向煤柱中心移动,峰值大小不断减小,应力降低区内应力降低值逐渐减小。

2) 水平应力。① 水平应力在煤柱正下方岩层中形成应力增高区,在采空区下方距煤柱边缘

25~45 m 范围的底板岩层中形成应力降低区;② 随着深度的增加,水平应力峰值大小不断减小,峰值位置逐渐向煤柱边缘移动,应力降低区内应力降低值迅速减小。

3) 剪切应力。① 底板岩层同一水平截面内,剪切应力峰值基本位于煤柱边缘下方的底板岩层中,且以峰值位置为中心按一定角度向两侧对称分布;② 随着深度增加,剪切应力峰值逐渐减小,分布角度略微增大。

2.3 采空区下巷道变形破坏特征

2.3.1 采空区下底板破坏深度估算

上位煤层开采诱发底板岩层一定范围的变形破坏,不同的开采方法引起底板岩层变形和破坏程度亦不相同。对于现场工程计算而言,可以参照平面应力状态下长壁工作面开采时底板岩层的最大屈服破坏深度 $h^{[11]}$:

$$h = \frac{1.57\gamma^2 H^2 L}{4\beta^2 R^2}$$

式中: γ 为采场上覆岩层的平均容重,取 $\gamma=2.5 \text{ kN/m}^3$; H 为煤层埋深,取 $H=240 \text{ m}$; L 为工作面长度,取 $L=180 \text{ m}$; R 为煤体单轴抗压强度,取 $R=4.82 \times 10^7 \text{ Pa}$; β 为岩体节理裂隙影响系数,取 $\beta=0.51$ 。将现场测试参数代入上式,估算北峪煤矿 2[#]煤层工作面开采后底板岩层的屈服破坏深度 $h=4.2 \text{ m}$,远大于煤层间距。

2.3.2 下位巷道变形破坏特征

由 2.2 节可知,3[#]煤层 101 工作面运输巷布置在 2[#]煤层 201 工作面采空区下方应力降低区范围的底板岩层中,原则上来说避开了上位煤层开采形成的集中应力的影响,巷道易于维护。但是,由于下位煤层巷道顶板结构已经遭到整体破坏,尽管巷道处于应力降低区,但是下位煤层开采时巷道矿压显现强烈,围岩变形剧烈。采空区下巷道变形破坏特征如图 3 所示。

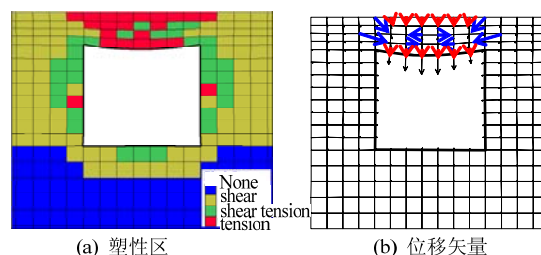


图 3 采空区下巷道变形破坏特征
Fig.3 The deformation and failure characteristic of roadway under the goaf

由图 3a 可知,受到上位 2[#]煤层开采影响,下位 3[#]煤层巷道围岩破坏范围较大,其中顶板岩层存在拉伸破裂区和剪切滑移区,拉伸破裂区主要位于顶板岩层上下两侧区域,剪切滑移区主要位于顶板岩层的中部区域;由图 3b 可知,下位 3[#]煤层巷道顶板下沉最为明显,顶板岩层拉伸破裂区主要表现为竖向垂直位移,而剪切滑移区在竖向垂直位移的同时出现较大的横向水平位移。

3 下位巷道顶板控制方式探究

3.1 控制原则

由第 2 节可知,下位巷道顶板控制原则为:1)快速承载。受到上位 2[#]煤层采动影响,下位 3[#]煤层巷道顶板岩层松软破碎,容易发生漏冒,要求顶板控制方式具有快速承载功能。2)竖向预紧。下位 3[#]煤层顶板岩层上下两侧区域主要为拉伸破裂,要求顶板控制方式具有竖向预紧作用,夹紧顶板两侧岩层,限制其竖向位移。3)横向加固。下位 3[#]煤层顶板岩层中部区域主要为剪切滑移,要求顶板控制方式具有横向加固作用,加固中部岩层,限制其横向位移。

3.2 上位煤层采空区冒落带高度测试

上位煤层开采后,上覆岩层自下而上可以分为冒落带、裂隙带和弯曲下沉带,其中冒落带具有密实性差、碎胀性和不规则性的特征^[12-13]。对于层间距小于常规锚杆长度的极近距离煤层而言,上位煤层冒落带的高度和压实程度是下位煤层巷道顶板控制方式选择的重要参考。

钻探工程布置如图 4 所示,利用不同试验段的注水量判断冒落带的高度和发育情况,确定冒落带的高度区间。钻孔注水量曲线如图 5 所示,注水变化曲线分界点基本在 14.8~16.6 m 之间,据此判断冒落带高度在斜上方 14.8~16.6 m,垂直方向 7.4~8.3 m。因此,下位 3[#]煤层顶板向上至少 8 m 的范围内可能出现密实性较差的不规则岩层。下位 3[#]煤层巷道顶板采用树脂锚固锚杆很有可能因为锚固基础不稳定导致锚杆锚固失效。

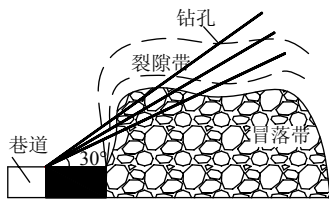


图 4 钻探工程布置图
Fig.4 Drilling engineering layout

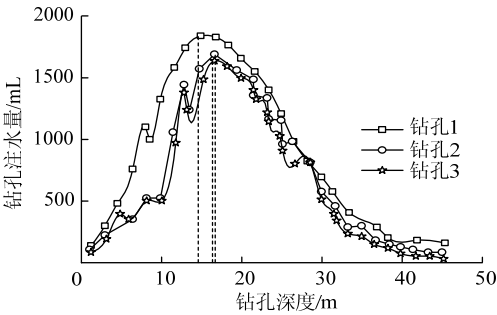


图 5 钻孔注水量曲线
Fig.5 The drilling injection curve

3.3 树脂锚固锚杆可锚性试验

下位 3[#]煤层巷道顶板基本是由薄层岩体和上位 2[#]煤层冒落带矸石组成的,松散破碎,整体性差。采用树脂锚固锚杆控制顶板的前提是对该条件下锚杆的锚固性能进行测试。试验地点选在 3[#]煤层 101 工作面运输巷。现场采用 $\Phi 20\text{ mm}\times L2400\text{ mm}$ HRB335 左旋螺纹钢锚杆,配套树脂锚固剂进行加长锚固,锚杆拉力计达到设计要求的 100 kN 后即停止测试,视为锚固力满足要求,试验数据见表 1。由表 2 可知:顶板锚杆的拉拔力普遍在 60 kN 左右,远远小于设计要的 100 kN,锚固性能差,不适合在该条件下控制顶板;两帮锚杆的锚固力均超过 100 kN,锚固效果较好。

表 2 树脂锚固锚杆拉拔力试验结果
Table 2 The drawing force test results of resin anchorage bolt

序号	巷道位置	钻孔直径/mm	钻孔深度/mm	锚固剂	拉拔力/kN	结果		
1	顶板	28	2 400		59.75	不合格		
2					61.02	不合格		
3					60.21	不合格		
4	左帮			K2340	100.75	合格		
5				1 支	101.32	合格		
6				K2360	102.37	合格		
7	右帮			1 支	100.11	合格		
8					101.52	合格		
9					100.68	合格		

3.4 全长锚固水力膨胀锚杆

3.4.1 结构和锚固机理

水力膨胀锚杆是一种外径大于钻孔孔径的无缝钢管加工制成的双层凹形管状杆体,由端套、挡圈、注液口、托盘等配件构成^[14]。具有安装方便、立即承载、全长锚固、受力均匀、适应性强和绿色无污染等特点,其结构如图 6 所示。

将水力膨胀锚杆装入钻孔后注入高压水,杆体

产生永久变形并与钻孔壁完全贴合，产生沿杆体全长的摩擦力。同时，在膨胀过程中杆体直径变粗，沿纵向有一定的收缩量，使托盘紧贴巷道围岩表面，产生径向的预紧力，起到锚固围岩的作用。此外，杆体膨胀时对围岩环向施压，使部分围岩接近原始三向受力状态，抑制塑性区发展，增强围岩的承载能力。

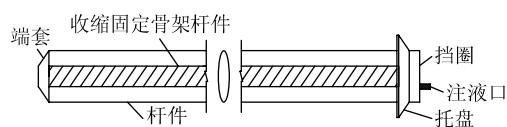


图6 水力膨胀锚杆结构图

Fig.6 The hydraulic expansion bolt structure

3.4.2 锚固效果测试

测试地点选在3[#]煤层101工作面运输巷。垂直于巷道顶板分别施工9个 $\Phi 42$ mm钻孔，在钻孔中安设 $\Phi 42$ mm \times L2400 mm的水力膨胀锚杆，设计锚杆锚固力100 kN，注水压力分别为10, 12, 15, 18, 20, 22, 25, 28和30 MPa。注水完毕用拉力计进行拉拔。锚杆锚固力与注水压力的关系如图7。

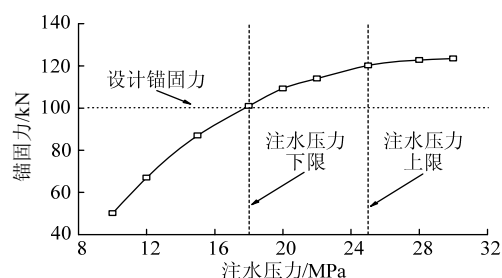


图7 锚杆锚固力与注水压力的关系

Fig.7 The relationship between anchoring force of bolt and injection pressure

由图7可知：注水压力大于18 MPa时，锚杆锚固力达到设计锚固力100 kN，当注水压力大于25 MPa后，锚杆锚固力增加不明显，且锚杆头在拉拔过程中有断裂现象，表明此时的锚固力已经大于锚杆的极限抗拉强度。因此，该条件下水力膨胀锚杆的锚固力可以达到设计要求，分别将18 MPa和25 MPa作为注水压力的上下限。

4 三维联合控顶技术

4.1 控制原理

由于上位煤层开采和极薄层间距的影响，下位煤层巷道顶板遭到严重的破坏，极易出现离层、漏冒，如果不能及时有效控制将与上位煤层采空区沟通，极易造成大范围冒顶事故。同时，由于上位煤

层采空区垮落岩石胶结不实，下位煤层巷道顶板采用树脂锚固锚杆无法实现破碎围岩内的有效锚固，顶板的稳定难以保证。据此，提出“基于水力膨胀锚杆全长锚固和顶板超前插管法的三维联合控顶技术”，原理是：首先利用无缝钢管超前临时支护顶板，对巷道破碎顶板起到兜护作用；然后采用水力膨胀锚杆组合W型钢带和菱形金属网永久支护顶板；最后利用W型钢带、菱形金属网和圆形钢管将个体锚杆连接，在顶板形成有机联系的整体，对巷道围岩施加径向和轴向的压应力，提高顶板岩层的内聚力和内摩擦角，改善巷道围岩表面的受力状态，增强顶板岩层的强度，提高其稳定性和承载能力，有效阻止顶板弯曲下沉，保证巷道整体稳定。控制原理如图8所示。

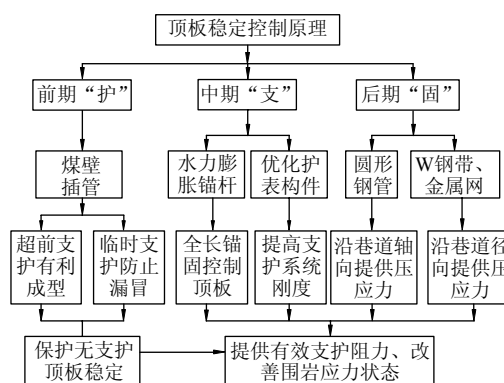


图8 控制原理

Fig.8 Control principle

4.2 关键参数

将无缝钢管简化为一端固定铰支、中间有弹簧支承、一端自由的悬臂梁结构模型，如图9所示。A点为固定铰支端，B点为弹簧，C点为自由端；AB段为钢管插入煤壁的部分，长度为 $3-l$ ，BC段为钢管悬臂部分，长度为 l ；BC段作用三角载荷 q ，载荷倾角为 θ ；圆管刚度为 EI ， E 为钢管的弹性模量，钢管的惯性矩 $I=\pi(D^4-d^4)/64$ ， D 和 d 分别是钢管的内外径。

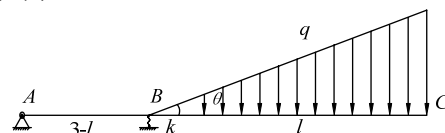


图9 力学模型

Fig.9 Mechanical model

由材料力学推导C点挠度：

$$\omega_c(\theta, l) = -\left[\frac{9l^2 - l^3}{2k(3-l)^2} + \frac{3l^4 - l^5}{9EI} + \frac{11l^5}{120} \right] \tan \theta$$

式中: $\omega_c(\theta, l)$ 为 C 点挠度函数, 根据北峪煤矿顶板下沉量的安全规定, 最大值为 0.2 m; θ 为三角载荷的倾角, $0^\circ < \theta < 90^\circ$; k 为 B 点的煤体刚度, 经过简单的换算得到 $k=3.3 \times 10^7$ N/m; $E=200$ GPa; $I=\pi(D^4-d^4)/64=2.0599 \times 10^{-8}$ 。 C 点挠度曲面如图 10。

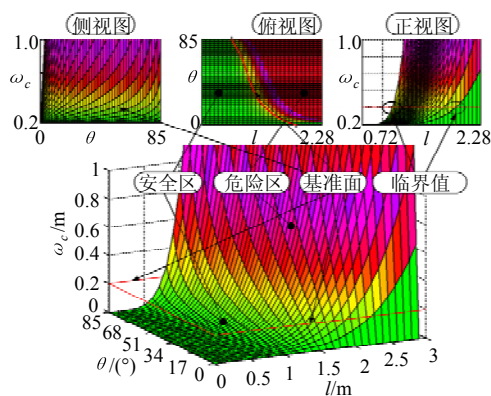


图 10 C 点挠度曲面图

Fig.10 The deflection surface figure of C point

由图 10 可知: 1) 在不同三角载荷倾角和不同悬露长度条件下, C 点的挠度曲面呈现出显著的分区特征。在安全区范围内, C 点的挠度小于极限挠度值, 钢管的超前临时支护作用得到发挥; 在破坏区范围内, C 点的挠度大于极限挠度值, 钢管丧失超前临时支护作用, 顶板失稳。2) 当钢管悬露端 C 点的挠度取极限值 0.2 m 时, BC 段钢管悬露长度 l 存在 2 个极限值: $l_{\min}=0.72$ m 和 $l_{\max}=2.28$ m, 当 l 小于 0.72 m 时, 无论三角载荷 q 的倾角 θ 是多少, C 点的挠度均小于极限挠度; 当 l 大于 2.28 m 时, 只要三角载荷 q 存在, C 点的挠度均大于极限挠度。3) 现场取安全系数 $a=1.2$, 采取插管法施工时, 巷道空顶距离不得超过 $l_{\min}/a=0.6$ m。

4.3 控制技术

巷道维护方案: 巷道掘进后, 采用插管法超前支护临时顶板, 然后采用水力膨胀锚杆配合 W 型钢带和菱形金属网永久支护巷道顶板, 同时采用高强螺纹钢锚杆支护巷道两帮。巷道支护参数如下:

1) 顶板控制。① 插管法临时支护顶板: 在巷道掘进迎头煤岩交界面垂直于煤壁用 $\Phi 32$ mm 钻头施工长度为 3.0 m 的钻孔, 将 $\Phi 33$ mm \times L3000 mm 的无缝钢管推入钻孔, 间距 200 mm, 然后掘进机在圆形钢管下方掘进, 每掘进 600 mm 即进行 1 排顶板永久支护, 每完成 4 排永久支护即采用插管法进行 1 组超前临时支护。② 永久支护: 采用 $\Phi 42$ mm \times L2500 mm 的水力膨胀锚杆配合长度 3 200

mm、宽度 250 mm、厚度 5 mm 的 W 型钢带和 8# 铁丝编制的双层菱形金属网永久支护顶板, 锚杆间排距为 800 mm \times 600 mm, 水力膨胀锚杆注水压力为 18~25 MPa。

2) 两帮控制。巷道两帮采用 $\Phi 20$ mm \times L2000 mm HRB335 左旋螺纹钢锚杆配合 $\Phi 14$ mm 钢筋梯子梁和 8# 菱形金属网支护, 锚杆间排距为 900 mm \times 500 mm, 锚杆采用树脂药卷 K2340 和 Z2360 各 1 支加长锚固。巷道支护布置如图 11 所示。

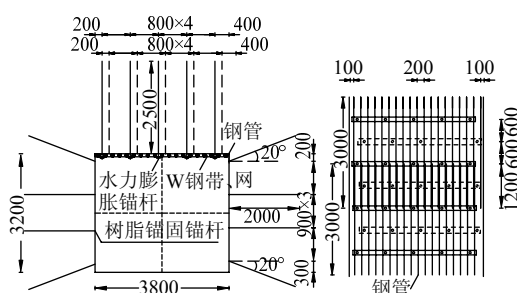


图 11 巷道支护断面图 (mm)

Fig.11 The roadway support profile

4.4 控制效果

巷道掘进支护过程中间隔 100 m 分别设置巷道表面位移测站和锚杆工作阻力测站。各个测站的监测平均值曲线如图 12 所示。

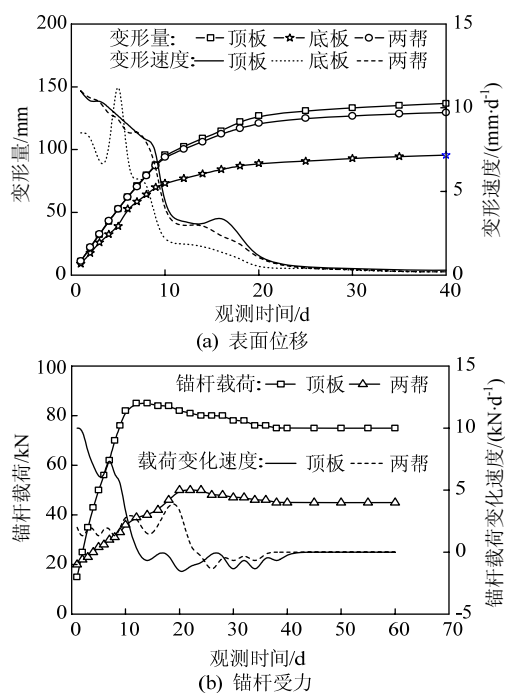


图 12 监测曲线

Fig.12 The monitoring curve

由图 12a 可知, 巷道变形主要表现为顶板下沉和两帮移近, 但变形量不大, 均小于 150 mm, 巷

道掘进支护 20 d 后,变形速度小于 2 mm/d,巷道围岩变形趋于稳定,没有出现顶板漏冒现象;由图 12b 可知,锚杆载荷的变化总体趋势是先增大后减小然后趋于稳定,顶板锚杆载荷和增阻速度均高于两帮,水力膨胀锚杆对薄层顶板的控制作用明显,巷道整体维护状况较好。

5 结 论

1) 研究了极近距离上位煤层采空区下底板岩层应力分布规律:煤柱下方距煤柱中心线两侧 7~8 m 范围形成垂直应力增高区,25~50 m 范围形成垂直应力降低区;煤柱正下方形成水平应力增高区,采空区下方距煤柱边缘 25~45 m 范围形成水平应力降低区;剪切应力峰值基本位于煤柱边缘下方,且以峰值位置为中心按一定角度向两侧对称分布。

2) 揭示了极近距离煤层下位巷道变形破坏特征:顶板岩层存在拉伸破裂区和剪切滑移区,前者主要位于顶板岩层上下两侧区域,表现为竖向垂直位移;后者主要位于顶板岩层的中部区域,在竖向垂直位移的同时出现较大的横向水平位移。

3) 确定了下位巷道“快速承载、竖向预紧和横向加固”控顶原则,并对不同控顶方式进行现场测试。在此基础上提出“基于水力膨胀锚杆全长锚固和顶板超前插管法的三维联合控顶技术”。工业性试验表明三维联合空顶技术对极近距离煤层下位薄层顶板的控制作用显著,巷道整体维护状况较好。

参考文献:

- [1] 韩可琦,王玉浚.中国能源消费的发展趋势与前景展望[J].中国矿业大学学报,2004,33(1):1-5.
HAN Keqi, WANG Yujun. Developing trend and expectation of energy consume in China[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2004, 33(1): 1-5.
- [2] 钱鸣高,许家林,缪协兴.煤矿绿色开采技术[J].中国矿业大学学报,2003,32(4):343-347.
QIAN Minggao, XU Jialin, MIAO Xiexing. Green technology in coal mining[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2003, 32(4): 343-347.
- [3] 缪协兴,钱鸣高.中国煤炭资源绿色开采研究现状与展望[J].采矿与安全工程学报,2009,26(1):1-14.
MIAO Xiexing, QIAN Minggao. Research on green mining of coal resources in China: current status and future prospects[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2009, 26(1): 1-14.
- [4] 谢和平,周宏伟,薛东杰,等.煤炭深部开采与极限开采深度的研究与思考[J].煤炭学报,2012,37(4):535-542.
XIE Heping, ZHOU Hongwei, XUE Dongjie, et al. Research and consideration on deep coal mining and critical mining depth[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(4): 535-542.
- [5] 张百胜,杨双锁,康立勋,等.极近距离煤层回采巷道合理位置确定方法探讨[J].岩石力学与工程学报,2008,27(1):97-101.
ZHANG Baisheng, YANG Shuangshuo, KANG Lixun, et al. Discussion on method for determining reasonable position of roadway for ultra-close multi-seam[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(1): 97-101.
- [6] 孙春东,杨本生,刘超.1.0 m 极近距离煤层联合开采矿压规律[J].煤炭学报,2011,36(9):1423-1428.
SUN Chundong, YANG Bensheng, LIU Chao. Strata behavior regularity of 1.0 m very contiguous seams combined mining[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(9): 1423-1428.
- [7] 张炜,张东升,陈建本,等.极近距离煤层回采巷道合理位置确定[J].中国矿业大学学报,2012,41(2):182-188.
ZHANG Wei, ZHANG Dongsheng, CHEN Jianben, et al. Determining the optimum gateway location for extremely close coal seams[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2012, 41(2): 182-188.
- [8] 康健,孙广义,董长吉.极近距离薄煤层同采工作面覆岩移动规律研究[J].采矿与安全工程学报,2010,27(1):51-56.
KANG Jian, SUN Guangyi, DONG Changji. Overlying strata movement law of ultra-close thin coal seam adopting simultaneous mining face[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2010, 27(1): 51-56.
- [9] 王卫军.动压巷道底鼓[M].北京:煤炭工业出版社,2003:36-44.
- [10] 王同旭,刘传孝,王小平.孤岛煤柱侧向支承应力分布的数值模拟与雷达探测研究[J].岩石力学与工程学报,2002,21(增刊2):2484-2487.
WANG Tongxu, LIU Chuanxiao, WANG Xiaoping. FLAC^{3D} numerical simulation and radar detection of lateral abutment pressure distribution of isolated coal pillar[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21(Sup 2): 2484-2487.
- [11] 张百胜.极近距离煤层开采围岩控制理论及技术研究[D].太原:太原理工大学,2008.
- [12] 钱鸣高,石平五.矿山压力及岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2003:28-38.
- [13] 王志强,赵景礼,李泽筌.错层位内错式采场“三带”高度的确定方法[J].采矿与安全工程学报,2013,30(2):231-236.
WANG Zhiqiang, ZHAO Jingli, LI Zequan. Determination of height of “three zone” in the stope with stagger position and internal misaligned roadway layout[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(2): 231-236.
- [14] 张成新,李海燕,庄金波.水力膨胀锚杆的试验应用[J].煤炭科学技术,2002,32(2):18-19.
ZHANG Chengxin, LI Haiyan, ZHUANG Jinbo. Test and application of hydraulic swelling bolt[J]. Coal Science and Technology, 2002, 32(2): 18-19.