

采矿与井巷工程



移动扫码阅读

石 崇,杨文坤,沈俊良,等.动压巷道区段煤柱合理留设宽度研究[J].煤炭科学技术,2019,47(7):108-114.
doi:10.13199/j.cnki.cst.2019.07.012

SHI Chong, YANG Wenkun, SHEN Junliang, et al. Study on reasonable width of coal pillar in dynamic pressure roadway [J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(7): 108-114. doi:10.13199/j.cnki.cst.2019.07.012

动压巷道区段煤柱合理留设宽度研究

石 崇^{1,2},杨文坤^{1,2},沈俊良^{1,2},金 成^{1,2},刘苏乐^{1,2}

(1.河海大学 岩土力学与堤坝工程教育部重点实验室,江苏南京 210098;2.河海大学 岩土工程科学研究所,江苏南京 210098)

摘要:为了确定受工作面采动压影响下的区段煤柱尺寸,提高煤炭资源采出率,以付村煤矿3上403,405巷道为背景,采用理论计算和数值模拟的方法,建立了考虑中间主应力影响的三维离散元模型,探讨了支护参数优化后煤柱宽度分别为3、5、7、9、11 m下的巷道围岩变形和支承压力分布规律。研究结果表明:理论计算得到煤柱留设尺寸应为3.25~3.85 m;数值分析显示沿空侧煤帮变形量随煤柱的宽度的增加先减小后增大再减小,在煤柱宽度为5 m时达到最小值;煤柱内的支承压力呈单峰分布且峰值大小随煤柱宽度的增大而增大,煤柱宽度小于5 m时峰值应力小于原岩应力;动压巷道可以留设在距离煤帮0~6 m的应力降低区内,区段保护煤柱最优宽度为3.0~5.0 m。经现场实践,在高预应力让压锚杆支护体系下留设3 m煤柱,取得了良好的围岩控制效果,为类似情况下合理煤柱宽度的选择提供参考。

关键词:区段煤柱;煤柱尺寸;围岩控制;离散单元法;支承压力

中图分类号:TD322;TD353 **文献标志码:**A **文章编号:**0253-2336(2019)07-0108-07

Study on reasonable width of coal pillar in dynamic pressure roadway

SHI Chong^{1,2}, YANG Wenkun^{1,2}, SHEN Junliang^{1,2}, JIN Cheng^{1,2}, LIU Sule^{1,2}

(1. Key Laboratory of Ministry of Education for Geomechanics and Embankment Engineering, Hohai University, Nanjing 210098, China;

2. Institute of Geotechnical Research, Hohai University, Nanjing 210098, China)

Abstract: In order to determine the size of the section coal pillar under the influence of the working face mining pressure and to increase the coal production efficiency, this paper takes the No.403,405 lane of No.3 Coal mine in the Fucun Coal Mine as a case. On the basis of theoretical calculation and numerical simulation, a three-dimensional discrete element model which takes the influence of the middle stress into account is built. After optimization of the supporting parameters, the distribution of surrounding rock deformation and supporting pressure of the roadway with the coal pillar widths of 3, 5, 7, 9, and 11 m are discussed. The research results show that the theoretical measurement of the coal pillar retention should be 3.25 to 3.85 m. The numerical analysis shows that the deformation of the coal seam along the empty side decreases first and then decreases with the increase of the width of the coal pillar, and reaches a minimum when the coal pillar width is 5 m. The bearing pressure in the coal pillars has a single peak distribution and the peak size increases with the increase of the coal pillar width. When the coal pillar width is less than 5 m, the peak stress is smaller than the original rock stress. The surrounding rock control of dynamic pressure roadway can be left within the stress reduction zone of 0 to 6 m, and the optimal size of section protection coal pillar is 3.0 to 5.0 m. In a field practice, the 3 m coal pillar is placed under the high pre-stressing pressure anchor support system, which has a good surrounding rock control effect, and it provides a reference for the selection of reasonable coal pillar width under similar conditions.

Key words: section coal pillar; coal pillar size; surrounding rock control; discrete element method; bearing pressure

收稿日期:2019-03-21;责任编辑:朱恩光

基金项目:国家重点基础研究发展计划资助项目(2015CB057903);国家自然科学基金面上资助项目(51679071)

作者简介:石 崇(1978—),男,山东临沂人,教授,博士生导师。E-mail: scvictory@hhu.edu.cn

通讯简介:杨文坤(1993—),男,山东临沂人,硕士研究生。E-mail: wenkun_yang@foxmail.com

0 引言

目前我国煤炭开采仍面临煤炭资源采出率低的问题,提高煤炭资源采出率,减少一次性资源损失仍是工程界亟待解决的技术难点。影响煤炭资源采出率的主要因素包括煤层赋存地质因素、采煤方法、管理水平等^[1]。除受地质因素(如断层、褶曲、地下水等)以及采煤方法因素造成的损失外,在综放厚煤层开采中,区段留设过大煤柱很容易造成资源巨大损失。综采放顶煤虽为一种高产高效开采方法,但煤柱回收难度较大,工作面采出率仍不到80%^[2],所以在保障安全生产条件下选择最优煤柱尺寸,减少回采过程煤柱损失仍是一个重要的研究课题。

目前沿空掘巷合理煤柱宽度的研究主要是采用理论计算、现场监测与数值模拟分析方法。汪锋等^[3]等通过现场实测和数值模拟基于采动应力边界线给出了顶板巷道煤柱合理尺寸。文献[4-5]则从现场观测、数值计算和理论研究方面分析了综放工作面回采期间护巷煤柱体内应力位移变化规律和煤柱失稳的原因。对于数值模拟方法,文献[6-8]通过有限差分软件FLAC^{3D}分析了工作面回采期间不同煤柱宽度下巷道围岩应力与位移演化特征;文献[9-11]采用FLAC研究了煤柱应力、围岩变形与煤柱宽度之间的关系;徐佑林等^[12]建立FLAC^{3D}模型分析了动压对塑性区发育范围的影响。文献[13-15]则通过离散元软件UDEC研究了窄煤柱合理宽度以及不同区段煤柱宽度下的区段煤柱应力分布规律;张立生等^[16]采用UDEC模拟得到辅助运输巷变形及应力分布特征并获取了合理区段煤柱尺寸。然而由于工作面回采后采空区岩体裂隙发育并垮落,基于连续理论的有限差分法对采场垮落非连续变形分析优势并不明显,对于超前与侧向支承压力引起相邻区段巷道围岩显著变形,二维离散元方法不能考虑中间主应力的作用,而三维离散单元法能较为合理的模拟采动影响下采空区的垮落过程以及支承压力分布情况。

基于现场监测与理论计算,采用三维离散元法对轨道巷受工作面回采动压影响下的稳定性进行分析,通过将围岩数值计算应力、位移结果与现场监测数据对比,验证数值模型的合理性。在此基础上建立不同煤柱宽度的数值模型,分析轨道巷围岩变形以及支承压力分布规律,通过原位监测试验使支护参数优化后的煤柱尺寸得到了现场验证,这对保障矿井安全生产条件下减少资源损失具有重要的意义。

1 工作面概况

滕南井田付村煤矿3上403工作面位于东四采区西南部,东为3上405工作面,工作面埋深174.68~284.90 m。煤层总体呈一单斜构造,煤层倾角5°~13°,平均9°。煤层平均厚度5.32 m,厚度稳定,可采性好,所采煤层为二叠系山西组3上煤层,黑色,属半光型亮煤,具有明显规则的线理状及条带状结构,节理发育,贝壳状断口,普氏系数 $f=1.5\sim2.2$,属中硬煤层。工作面采用综采放顶煤开采,运输巷兼作进风巷,轨道巷兼作回风巷。3上403工作面因接续紧张,其中轨道巷受405工作面回采动压影响,沿3上煤层顶板掘进施工,总长1520 m,巷道高3.0 m,宽3.6 m,轨道巷掘进在距回采工作面50 m时停止掘进。405工作面回采速度2.4 m/d,403轨道巷掘进速度15 m/d。现场煤柱留设宽度为8 m,巷道支护采用φ18 mm的右螺旋全螺纹钢筋锚杆,顶部安装5根长2.2 m锚杆和1根直径为15.2 mm,长4.0 m的锚索,帮部安装4根长2.0 m锚杆,锚杆间排距为800 mm×800 mm,巷道顶、帮部安设直径12 mm钢筋梯,挂设10号铁丝网。

2 确定合理煤柱尺寸

2.1 煤柱宽度计算

煤柱宽度的理论计算方法是根据岩体极限平衡理论推导出煤柱能够保持稳定状态的计算公式,合理煤柱宽度 B 计算公式如下:

$$B=x_1+x_2+x_3 \quad (1)$$

式中: x_1 为上区段开采在煤体内形成的极限平衡区宽度; x_2 为锚杆锚入煤体的深度; x_3 为安全系数。

对采空区侧的煤体,由摩尔-库仑准则和弹性力学可得极限平衡区宽度^[7]:

$$x_1 = \frac{M\beta}{2\tan\varphi} \ln \frac{(K\gamma H \cos\alpha \tan\varphi + 2c - M\gamma \sin\alpha) / 2\tan\varphi}{(2c - M\gamma \sin\alpha) / 2\tan\varphi + P_x / \beta} \quad (2)$$

式中: M 为区段平巷高度,m; α 为煤层倾角,(°); β 为侧压系数, $\beta=\mu/(1-\mu)$, μ 为泊松比; φ 为煤体内摩擦角; c 为煤体黏聚力,kN/m²; K 为应力集中系数; H 为巷道埋深,m; γ 为岩层平均体积力,kN/m³; P_x 为上区段平巷支架的支护阻力,kN/m²。

现场中 $M=3.0$ m, $\alpha=9^\circ$, $\beta=0.146$, $\mu=0.127$, $\varphi=28^\circ$, $c=500$ kN/m², $K=2.0$, $H=280$ m, $\gamma=26.0$ kN/m³,未考虑上区段支架支护阻力求出极限平衡区宽度 $x_1=0.90$ m。根据巷道支护参数,帮部采用长2.0 m锚杆,外露长度0.1 m,则锚入煤体的深度

$x_2 = 1.90$ m。安全系数 $x_3 = 0.15(x_1+x_2) \sim 0.35(x_1+x_2)$ 。则根据理论计算保护煤柱宽度 $B = x_1+x_2+x_3 = 3.25 \sim 3.85$ m。

2.2 煤柱宽度数值模拟

2.2.1 数值计算模型

基于煤层单斜构造,平均倾角、厚度建立计算模型;煤层上方直接顶泥岩厚度0.75 m,基本顶细砂岩厚度13.01 m,细砂岩上粉砂岩厚度30 m;煤层直接底砂质泥岩厚度2.15 m,砂质泥岩下方细砂岩厚度6.53 m。不同岩层岩性类型的物理力学参数见表1。模型计算范围为: X 方向长度271.6 m,模型中采煤工作面长度200 m, Y 方向长度(采煤方向)135 m, Z 方向长度(模型厚度)100 m。

表1 岩石的物理力学参数值

Table 1 Physical and mechanical parameters of rocks

岩层 岩性	密度/ (g·cm ⁻³)	内摩擦 角/(°)	黏聚力/ MPa	抗拉 强度/ MPa	弹性 模量/ GPa	剪切 模量/ GPa
煤层	1.35	28	0.5	0.3	1.45	0.6
细砂岩	2.65	35	5.2	1.8	19.7	9.0
粉砂岩	2.62	35	3.5	1.6	18.5	8.1
泥岩	2.54	30	2.3	0.9	5.7	2.0
砂质泥岩	2.58	32	2.6	1.2	6.5	2.2

依据滕南井田区域地质构造与不同埋深钻孔的现场地应力实测资料,其最大水平主应力方向为N52°E,拟合得到水平最大 σ_h 、最小水平主应力 σ_b 以及垂直应力 σ_v 计算公式如下:

$$\sigma_h = 0.0242H + 4.246 \quad (4)$$

$$\sigma_b = 0.0180H + 1.015 \quad (5)$$

$$\sigma_v = \gamma H \quad (6)$$

将最大水平主应力进行应力旋转变换计算^[17],得出施加在计算模型 X 、 Y 方向的原岩应力等效载荷以及 Z 方向等效应力梯度,并将模型 X 、 Y 方向边界和 Z 方向下部位移边界设为零。岩石材料本构采用理想弹塑性本构模型,服从摩尔-库仑屈服准则,模型如图1所示。

2.2.2 数值模型合理性验证

为验证模型及力学参数的合理性,建立与现场煤柱宽度同为8 m的验证模型,模型中工作面回采和轨道巷开挖情况与现场相同。轨道巷掘进中需要及时进行锚杆、锚索、铁丝网和钢筋梯支护,模型中简化为仅进行锚杆和锚索支护。验证模型中采用与现场一致的I类锚杆,参数见表2。数值模型在轨道巷中同样布置与现场相同的3个监测点,如图2所示。

所示。

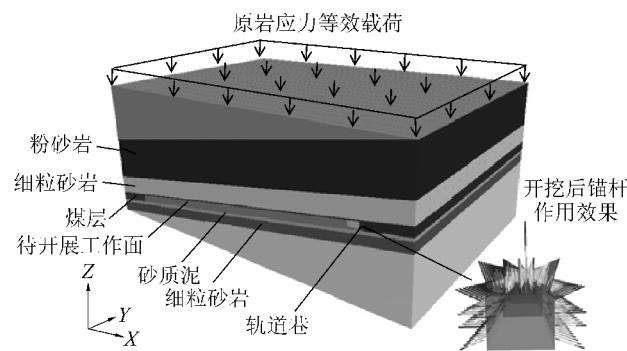


图1 煤岩体数值计算模型

Fig.1 Numerical model of coal seam and rock mass

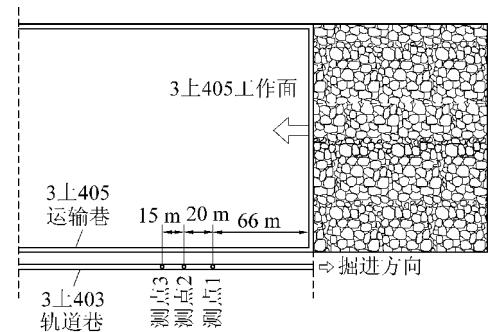


图2 观测点位置布置

Fig.2 Location of observation points

监测工作以工作面离测站66 m处为推进距离初始零点,回采方向为正方向,模型计算得到的轨道巷顶板与沿空侧帮位移、应力数据与现场监测结果对比如图3所示。可看出数值模型3个监测点位移与应力变化整体上与现场监测结果一致,说明数值模型中的应力场可近似模拟实际采场应力分布。位移数据显示数值计算结果大于现场监测结果,3个监测点的顶板、沿空侧煤帮最终位移平均误差为8.83%和5.89%。由于数值模型未施加锚网以及钢筋梯支护,误差符合预期,可认为数值计算结果与现场监测变形吻合度较好。

验证模型位移分布如图4所示,图4中 A_1 、 B_1 、 C_1 、 D_1 分别表示工作面推进至 A 、 B 、 C 、 D 点时轨道巷中监测点1的围岩位移分布,图4中 A_2 、 B_2 、 C_2 、 D_2 为沿工作面推进方向并以工作面中心位置进行剖面得采空区位移剖面。可见随工作面的推进,基本顶从弯曲下沉到初次垮落至与底板接触,煤层开采后上覆岩层在垂直方向的破坏和移动形成垮落带和裂隙带。以上对比分析验证了所建立模型及参数的合理性,为进一步研究动压巷道合理煤柱留设宽度提供了基础。

表 2 锚杆力学参数
Table 2 Mechanics parameters of cable

类别	横截面积/ m ²	弹性模量/ MPa	抗拉强度/ MPa	单位长度上泥浆刚度/ (MN·m ⁻¹)	单位长度泥浆黏聚力/ (MN·m ⁻¹)
ø18 mm 右螺旋全螺纹钢筋	2.54×10^{-4}	2.0×10^5	49.6	0.5	0.2
ø18 mm 左旋无纵肋螺纹钢	2.54×10^{-4}	2.0×10^5	472.4	1.75×10^2	1.12×10^2

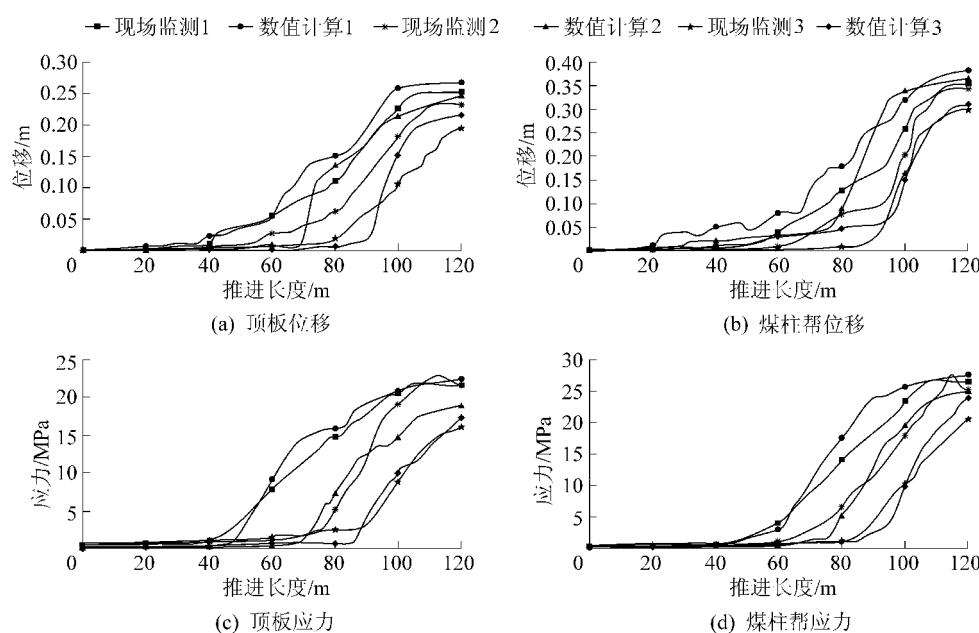


图 3 数值模型围岩位移、应力与现场监测结果对比

Fig.3 Comparison of displacement and stress of surrounding rock between numerical results and in-situ monitoring points

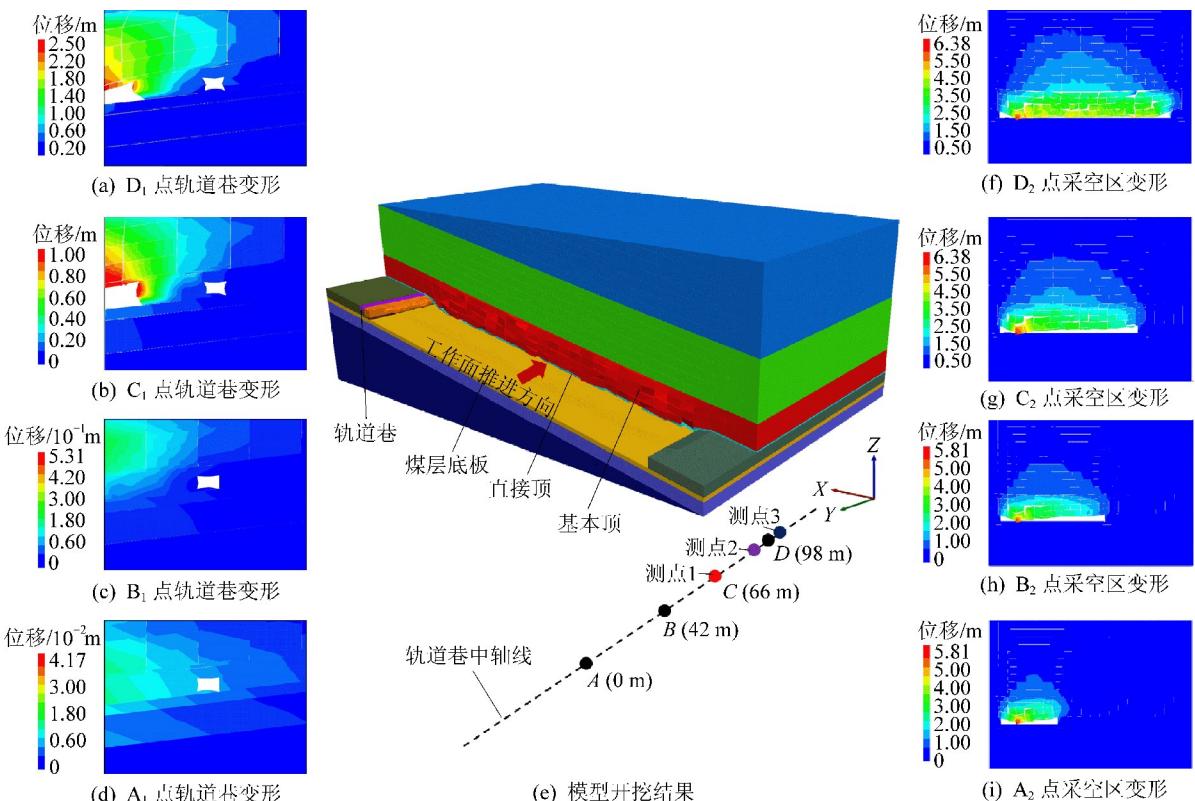


图 4 模型开挖结果及位移分布

Fig.4 Excavation of numerical model and displacement deformation distribution

2.2.3 合理煤柱宽度数值分析

1) 锚杆支护参数优化。现场对3上403工作面轨道巷3个测站锚杆受力和巷道顶、帮变形监测结果显示(图3),平均最大受力达19.6 MPa,顶板平均最大下沉量达255 mm,沿空侧煤帮平均最大变形达353 mm,非沿空侧煤帮平均最大下沉量达303 mm。停止观测时部分巷道因锚杆被拉断,出现片帮破坏现象。可见当前巷道支护参数不能控制因动压引起的煤帮大变形,锚杆强度低,预紧力低,软弱破碎围岩强度得不到强化。根据现场调查及3上403轨道巷的监测数据分析,确定类似工况下轨道巷采用高强预应力让压可缩锚杆进行支护^[17],杆体选用φ18 mm高强Q500左旋无纵肋螺纹钢进行数值计算,参数见表2,在此支护条件下进行煤柱宽度优化选择。

2) 围岩变形分析。对轨道巷围岩变形分析,分别建立煤柱宽度为3、5、7、9、11 m的模型进行开挖计算,设置与现场位置相同的3个监测点记录围岩变形情况并采用高强、高预应力Ⅱ类锚杆参数提高围岩支护强度和粘结强度^[18]。得到不同煤柱尺寸轨道巷顶板和沿空侧帮最大变形量与煤柱尺寸关系曲线如图5所示。

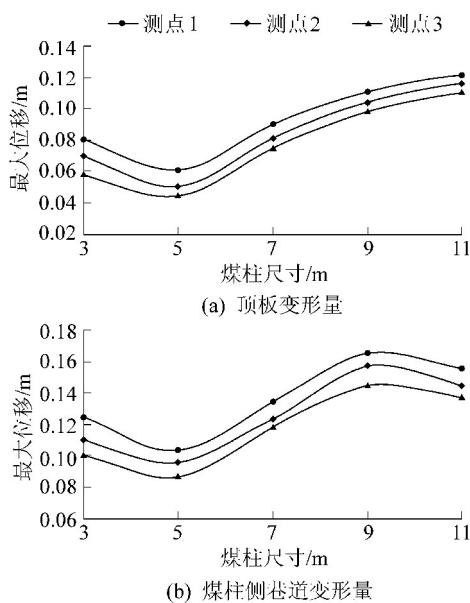


图5 不同煤柱宽度下巷道围岩变形量

Fig.5 Deformation of surrounding rock of material transportation roadway under different coal pillar width

可看出同一煤柱宽度下3个监测点的最终变形量相差较小,顶板下沉量随着煤柱宽度的增加先减小后增大,顶板在煤柱宽度为5 m时下沉量最小,当煤柱宽度大于5 m时,顶板下沉量逐渐增加,在煤柱宽度为11 m时达到最大值;沿空侧煤帮的变形量随

煤柱的宽度增加先减小后增大再减小,在煤柱宽度为5 m时达到最小值,煤柱宽度为9 m时达到最大值。

3) 支承压力分析。原岩侧向支承压力分析。工作面回采会造成原岩侧向支承压力重新分布,进而影响轨道巷围岩变形及煤柱尺寸的选择^[19]。为防止因轨道巷布置在煤帮侧向支承应力升高区出现巷道持续变形难以支护的现象,煤柱尺寸应使轨道巷处于应力降低区并要求其围岩变形量较小且稳定^[20]。因此对模型中需开挖轨道巷侧煤层顶板每隔1 m设置1个监测点,共设置22个监测点以监测原岩侧向支承压力变化,所有监测点在工作面回采后支承压力的稳定后分布如图6所示。由图6可知距煤帮0~6 m为应力降低区,6~10 m为应力增高区,侧向应力峰值大约在距煤帮10 m位置处,应力峰值后支承压力减小并逐渐趋于原岩应力大小。

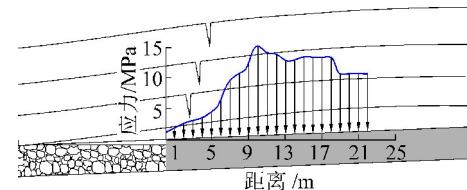


图6 工作面回采后侧向支承压力分布

Fig.6 Side abutment pressure distribution after mining

不同煤柱宽度内支承压力分析。在不同宽度煤柱计算模型内每隔0.5 m设置1个监测点监测煤柱内支承压力变化,最终应力稳定值如图7所示。由图7可知,在11 m煤柱宽度以内,支承压力均呈单峰分布且峰值大小煤柱宽度增大而增大;煤柱宽度在5 m以下时峰值应力小于原岩应力大小。

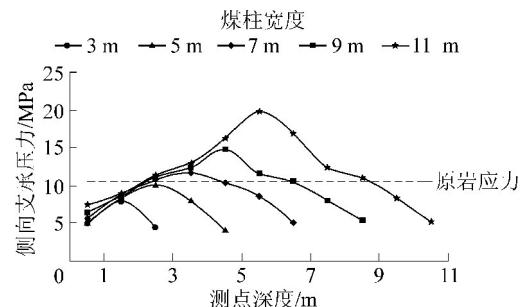


图7 不同煤柱宽度内支承压力曲线

Fig.7 Stress curves in different pillar widths

2.3 合理煤柱宽度确定

合理煤柱留设宽度应使轨道巷处于应力降低区,围岩变形量较小且变形稳定。煤帮原岩侧向支承压力分布显示侧向煤体0~6 m为应力降低区,煤

柱宽度5 m以下时煤柱内应力较小且低于原岩应力,轨道巷围岩变形结果显示煤柱宽度3~5 m时围岩变形较小且变形稳定。在考虑降低煤柱尺寸以提高采出率的同时,也应保证煤柱尺寸能够满足隔离火区、防止漏风和隔绝采空区有害气体渗漏的要求,因此动压巷道煤柱合理留设宽度为3~5 m。根据极限平衡理论计算得到的煤柱尺寸为3.25~3.85 m,表明数值模拟结果与理论计算结果基本一致。

3 动压巷道原位监测验证

3.1 原位监测布置及支护方案

基于3上403轨道动压巷道软弱破碎围岩大变形力学特征现场调查、理论分析、数值模拟研究结果,对3上401工作面留设宽3 m煤柱开展原位监测试验,验证所选择煤柱尺寸的合理性。3上401工作面区段平巷仍采用单巷布置。

为确保巷道满足服务期内安全生产的需要,3上401工作面运输巷采用Ⅱ类高强高预应力大让压锚杆+网梯+锚索梁联合支护。具体支护参数如下:巷道沿煤层底板托顶煤掘进施工,断面形状为矩形,高3.8 m,宽4.0 m。顶板安装5根 $\phi 18\text{ mm} \times 200\text{ mm}$ 锚杆,两帮各安装 $\phi 18\text{ mm} \times 2000\text{ mm}$ 的锚杆5根并安装让压环,锚杆间排距帮部为800 mm×850 mm,顶部为800 mm×850 mm。每根锚杆使用K2560型树脂锚固剂1块,预紧力不小于40 kN。

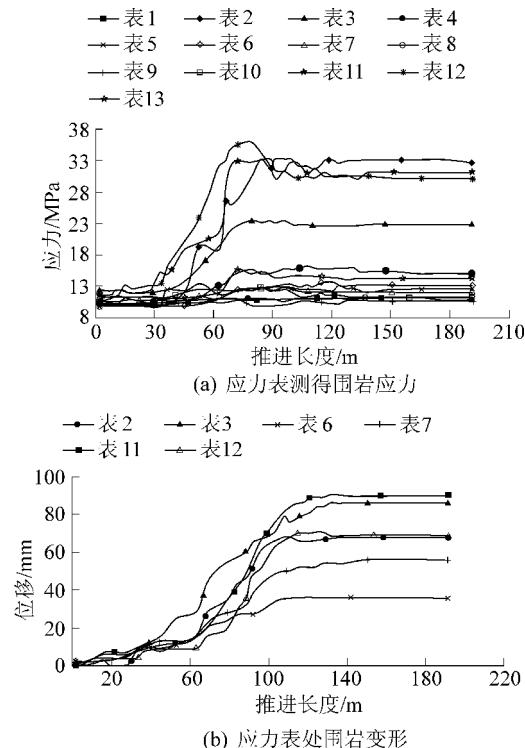
锚索使用2块Z2560型树脂锚固剂锚固,安装锚梁、A3钢板及锚索索具,并用千斤顶张拉,保证预紧力不小于100 kN。

钢筋梯规格为:长×宽=4 000 m×80 m;金属网规格为:长×宽=4 800 mm×950 mm,网格为60 mm×60 mm。

3.2 监测结果与围岩控制效果

3上401轨道巷设3个观测站监测顶板和沿空侧帮应力和位移变化,第1组测站断面位于3上401推采线前方50 m处,第2组测站位于推采线前方80 m,第3组测站位于推采线前方110 m。其中监测点1的现场监测结果如图8所示,监测工作以工作面离测站60 m处为推进距离初始零点,回采方向为正方向。运输巷围岩在距工作面30 m时受工作面采动影响开始发生变化,巷道中部煤柱侧2、3号压力表和实体煤侧11、12号压力表变化剧烈且趋于稳定,顶板应力变化相对较小,且应力均在锚杆屈服强度内;煤柱侧帮位移累计为86 mm,实体煤侧帮最大位移为90 mm,顶板最大位移为56 mm,其他2个监测点支护效果类似。

因此相对于原8 m煤柱支护条件下的大变形破坏该围岩变形控制效果较好。围岩控制机理为留设窄煤柱可使巷道处于应力降低区,围岩由脆性破坏变成弹塑性变形破坏;合理的高预应力大让压锚杆支护体系允许让压变形,锚杆承受大变形的能力提高,同时对锚杆施加预应力和提高注浆粘结强度可增大围岩内摩擦角和残余强度。



(图中表1、2、3、4为煤柱侧帮压力表;表5、6、7、8为顶板压力表;表10、11、12为实体煤帮压力表)

图8 现场位移与应力监测结果

Fig.8 Displacement and stress of In-situ monitoring points

4 结 论

1) 现场监测与考虑中间主应力的离散元数值计算结果对比,围岩应力和位移变化规律基本一致,采场垮落形式符合上覆岩层移动规律,说明合理参数的数值模型能够相对准确模拟矿山开采活动。

2) 动压巷道煤柱宽度理论计算结果为3.25~3.85 m;不同煤柱宽度下数值计算结果显示,侧向煤体0~6 m处于应力降低区,煤柱宽度3~5 m时变形较小且趋于稳定,这与极限平衡理论计算结果相吻合,考虑防止漏风和隔绝采空区确定煤柱尺寸为3~5 m。

3) 实践表明,动压巷道围岩稳定性控制可留设窄煤柱,3上401工作面轨道巷留设3 m煤柱原位监测数据显示现场顶板最大变形量为56 mm,两帮最大移近量90 mm,锚杆应力在屈服范围内,围岩控

制效果良好,并提高了煤炭资源采出率,可为类似开采情况下煤柱宽度选择提供参考。

参考文献(References):

- [1] 任传鹏,丁日佳,李上.我国煤炭采出率标准研究[J].煤矿开采,2010,15(3):111-114.
REN Chuanpeng, DING Rijia, LI Shang. Research on standard of coal mining ratio in China [J]. Coal mining Technology, 2010, 15 (3):111-114.
- [2] 商铁林.综放工作面顶煤采出率研究[D].西安:西安科技大学,2009.
- [3] 汪峰,许家林,谢建林,等.基于采动应力边界线的顶板巷道保护煤柱留设方法[J].煤炭学报,2013,38(11):1917-1922.
WANG Feng, XU Jialin, XIE Jianlin, et al. Method of designing protective coal pillar on roof roadway based on mining-induced stress boundary line [J]. Journal of China Coal Society, 2013, 38 (11):1917-1922.
- [4] 贾光胜,康立军.综放开采采准巷道护巷煤柱稳定性研究[J].煤炭学报,2002,27(1):6-10.
JIA Guangsheng, KANG Lijun. Study on the chain pillar stability of the developing entry in longwall top-coal mining [J]. Journal of China Coal Society, 2002, 27(1):6-10.
- [5] 刘金海,姜福兴,王乃国,等.深井特厚煤层综放工作面区段煤柱合理宽度研究[J].岩石力学与工程学报,2012,31(5):921-927.
LIU Jinhai, JIANG Fuxing, WANG Naiguo, et al. Research on reasonable width of segment pillar mechanized caving face in extra-thick coal seam of deep shaft [J]. Chinese Journal of Rock mechanics and Engineering, 2012, 31(5):921-927.
- [6] 张广超,何富连,来永辉,等.高强度开采综放工作面区段煤柱合理宽度与控制技术[J].煤炭学报,2016,41(9):2188-2194.
ZHANG Guangchao, HE Fulian, LAI Yonghui, et al. Reasonable width and control technique of segment coal pillar with high-intensity fully-mechanized caving mining [J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(9):2188-2194.
- [7] 李万名,赵启峰,田多,等.采动影响下回采巷道围岩控制技术与区段煤柱尺寸优化[J].华北科技学院学报,2014,11(9):16-26.
LI Wanming, ZHAO Qifeng, TIAN Duo, et al. Surrounding rock control technology and coal pillar optimization in coal seam roadway affected by coal mining [J]. Journal of North China Institute of Science and Technology, 2014, 11(9):16-26.
- [8] 王文渊.深井综放开采区段煤柱合理宽度研究[D].太原:太原理工大学,2014.
- [9] 张科学.深部煤层群沿空掘巷护巷煤柱合理宽度的确定[J].煤炭学报,2011,36(1):28-35.
ZHANG Kexue. Determining the reasonable width of chain pillar of deep coal seams roadway driving along next goaf [J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(1):28-35.
- [10] 杨科,谢广祥,常聚才.煤柱宽度对巷道围岩稳定性影响分析[J].地下空间与工程学报,2009,5(5):991-995.

YANG Ke, XIE Guangxiang, CHANG Jucai. Study on the stability of rock surrounding gateway with different coal-pillar widths [J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2009, 5 (5):991-995.

- [11] 王磊,姜琦,王煜.沿空留巷采场围岩力学特征数值模拟研究[J].地下空间与工程学报,2015,11(6):1564-1571.
WANG Lei, JIANG Qi, WANG Yu. Numerical simulation on mechanical characteristics of surrounding rock of gob-side entry retaining [J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2015, 11(6):1564-1571.
- [12] 徐佑林,张辉.动压影响下的软岩巷道加固治理技术研究[J].煤炭科学技术,2018,46(1):68-73,111.
XU Youlin, ZHANG Hui. Research on reinforcement and treatment technology for soft rock roadway under dynamic pressure [J]. Coal Science and Technology, 2018, 46 (1): 68-73,111.
- [13] 柏建彪,侯朝炯,黄汉富.沿空掘巷窄煤柱稳定性数值模拟研究[J].岩石力学与工程学报,2004,23(20):3475-3479.
BAI Jianbiao, HOU Chaojiong, HUANG Hanfu. Numerical Simulation study on stability of narrow coal pillar of roadway driving along goaf [J]. Chinese Journal of Rock mechanics and Engineering, 2004, 23(20):3475-3479.
- [14] 严冬.景福矿动压巷道合理区段煤柱宽度与围岩稳定控制研究[D].徐州:中国矿业大学,2016.
- [15] 索永录,刘建都,周麟晟,等.极近距离煤层群开采区段煤柱合理宽度的研究[J].煤炭工程,2014,40(11):8-14.
SUO Yonglu, LIU Jiandou, ZHOU Linsheng, et al. Study on reasonable width of sectional coal pillar in ultra-close coal seam mining [J]. Coal Engineering, 2014, 40(11), 8-14.
- [16] 张立生,刘学生,张洪彬.浅埋煤层区段煤柱宽度优化研究[J].煤炭工程,2014,46(4):17-19.
ZHANG Lisheng, LIU Xuesheng, ZHANG Hongbin. Study on optimization of sectional coal pillar width in seam with shallow mining depth [J]. Coal Engineering, 2014, 46 (4):17-19.
- [17] 石崇,褚卫江,郑文棠.块体离散元数值模拟技术及工程应用[M].北京:中国建筑工业出版社,2016:189-197.
- [18] 刘金辉.付村煤矿动压巷道岩石力学分析与支护体系研究[D].南京:河海大学,2013.
- [19] 谢广祥,杨科,刘全明.综放面倾向煤柱支承压力分布规律研究[J].岩石力学与工程学报,2006,25(3):545-549.
XIE Guangxiang, YANG Ke, LIU Quanming. Study on distribution laws of stress in inclined coal pillar for fully-mechanized top-coal caving face [J]. Chinese Journal of Rock mechanics and Engineering, 2006, 25 (3):545-549.
- [20] 王德超,李术才,王琦,等.深部厚煤层综放沿空掘巷煤柱合理宽度试验研究[J].岩石力学与工程学报,2014,33(3):539-548.
WANG Dechao, LI Shucai, WANG Qi, et al. Experimental study of reasonable coal pillar width in fully mechanized top coal caving face of thick coal seam [J]. Chinese Journal of Rock mechanics and Engineering, 2014, 33 (3): 539-548.