

# 煤柱尺寸留设与巷道围岩稳定性关系实验研究<sup>\*</sup>

辛亚军<sup>1,2</sup>, 李梦远<sup>1</sup>, 安定超<sup>1</sup>, 卜庆为<sup>3</sup>, 郝海春<sup>1</sup>

(1.河南理工大学 能源科学与工程学院, 河南 焦作 454000; 2.煤炭安全生产河南省协同创新中心, 河南 焦作 454000; 3.内蒙古科技大学 矿业与煤炭学院, 内蒙古 包头 014010)

**摘 要:**煤柱尺寸大小影响巷道围岩稳定性,通过不同煤柱尺寸软煤巷道围岩变形与应力分布相似模拟实验,研究了不同煤柱尺寸下巷道围岩裂隙、岩层移动的演化特征与巷道围岩应力、支架载荷的分布规律,确定了巷道围岩初始扰动与临界失稳的煤柱尺寸。结果表明:软煤平巷围岩裂隙演化特征表现为两帮煤体裂隙水平扩展后的顶板裂隙产生,围岩失稳诱发点为巷道两帮上角部;当煤柱尺寸小于300 mm后,巷道两帮表现为非对称塑性破坏后顶板裂隙扩展的加剧,顶板下沉量、两帮移近量与巷道围岩应力、支架载荷变化剧烈,围岩与支架最大应力集中系数分别为2.53和1.67;当煤柱尺寸为150 mm时,煤柱两侧的巷道围岩裂隙与采区煤壁裂隙贯通,煤柱呈屈服承载状态,巷道支架载荷右侧大于左侧,巷道围岩稳定性降低;对巷道围岩稳定性产生影响的煤柱尺寸为300 mm,保证巷道围岩稳定性的最小煤柱尺寸为150 mm。

**关键词:**软煤巷道;围岩控制;煤柱尺寸;作用关系;稳定性

中图分类号:TD353

文献标识码:A

文章编号:1673-0836(2018)06-1519-08

## Experimental Study on the Relationship of Gateway Surrounding Rock Stability and Pillar Size Layout

Xin Yajun<sup>1,2</sup>, Li Mengyuan<sup>1</sup>, An Dingchao<sup>1</sup>, Pu Qingwei<sup>3</sup>, Hao Haichun<sup>1</sup>

(1. School of Energy Science and Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo, Henan, 454000, P.R.China; 2. Collaborative Innovation Center of Coal Work Safety, Henan Province, Jiaozuo 454000, P.R.China; 3. School of Mining and Coal, Inner Mongolia University of Science and Technology, Baotou, Inner Mongolia 014010, P.R.China)

**Abstract:** Coal pillar size can affect the stability of gateway surrounding rock. Based on similar simulation experiment of surrounding rock deformation and stress distribution in weaken-coal gateway with different pillar size, the paper studied the evolution of surrounding rock cracks and strata movement, analyzed stress distribution of surrounding rock and supports with different pillar size, and determined the pillar size of the initial disturbance in gateway surrounding rock and the critical instability. The results showed that, the crack extension of level weaken-coal surrounding rock was roof crack initial following two-side horizontal extension, whose induce points were in two sides near to two roof angles. When coal pillar was less than 300 mm, roof cracks extended seriously following two-side asymmetric plastic damage, roof subsidence, two-side convergence, surrounding rock stress change and support loading were severe, the peak stress-concentration coefficients of surrounding rock and support were 2.53 and 1.67 respectively. When pillar was 150 mm, cracks in two pillar sides were connected with ones in coal wall of mine area, the pillar showed yield bearing, loading on right gateway support was more than on left one, and the surrounding rock stability decreased. The pillar size affecting surrounding rock stability was 300 mm, minimum pillar guaranteeing surrounding rock stability was 150 mm.

**Keywords:** weaken-coal gateway; surrounding rock control; pillar size; interaction relation; stability

<sup>\*</sup> 收稿日期:2018-04-29(修改稿)

作者简介:辛亚军(1974-),男,河南襄城人,博士,硕士生导师,主要从事巷道围岩控制方面的教学与研究。

E-mail: xinyj2007@163.com

基金项目:国家自然科学基金(51374091);河南省教育厅科学技术研究重点项目(14B440001);河南省科技攻关计划项目(172102310639)

0 引言

随着煤炭资源的枯竭与开采技术的进步,无煤柱护巷技术正逐步得到推广应用,留 3~10 m 窄煤柱护巷,可使巷道处于应力降低区,不仅易于巷道维护,而且能够减少资源浪费<sup>[1-4]</sup>。但由于护巷煤柱尺寸留设与巷道支护方式的不合理,经常出现较大尺寸煤柱下的巷道围岩失稳,不仅浪费煤炭资源,也增加了巷道支护成本。特别是在一些极软煤层回采巷道,两帮松软煤体塑性(破坏)区较大,承载能力极低,合理煤柱尺寸及支护方式更难以选择,极易造成巷道围岩变形加剧至失稳。

近年来,已有较多学者对无煤柱护巷技术进行了研究<sup>[5-7]</sup>,陆士良等<sup>[8]</sup>研究得出了巷道服务期间围岩变形总量与护巷煤柱宽度之间的关系;杨科等<sup>[9]</sup>分析了煤柱宽度对巷道围岩稳定性的影响;朱若军等<sup>[10]</sup>研究了沿空掘巷不同煤柱宽度和巷道支护强度时煤柱应力场和位移场,提出沿空掘巷小煤柱合理宽度留设方法;王德超等<sup>[11]</sup>对深部厚煤层综放沿空掘巷合理煤柱宽度进行了研究,确定了合理煤柱留设尺寸为 5 m;柏建彪等<sup>[12-13]</sup>研究得出上区段工作面开采后在煤体边缘(一般为 0~7 m)内存在应力降低区,为沿空巷道位置合理选择提供了依据;王卫军等<sup>[14]</sup>推导出在给定老顶变形下综放沿空掘巷窄煤柱宽度的表达式;张向阳等<sup>[15]</sup>对深井动压巷道群围岩应力分布及煤柱尺寸关系进行了研究;这些成果均为本研究提供了有益参考。

本文通过不同煤柱尺寸软煤巷道围岩变形与应力分布相似模拟实验,研究了不同煤柱尺寸下巷道围岩裂隙、岩层移动的演化特征与巷道围岩应力、支架应力的分布规律,确定了巷道围岩初始扰动与临界失稳的煤柱尺寸,研究结果为不同煤柱尺寸留设下软煤平巷围岩控制提供了参考。

1 实验模型

1.1 实验条件

1.1.1 工程概况

依托偃龙煤田部分地段极软近水平煤层回采巷道支护与煤柱留设进行模拟,巷道平均埋深为 300 m,煤层为条痕灰黑色,平均厚度为 5.0 m,煤层普氏系数为 0.2,属极软煤层,伪顶为泥岩,易膨胀崩解,直接顶为砂质泥岩,基本顶为中粒砂岩,直接底为炭质泥岩和细粒砂岩,基本底为砂质泥岩,煤

岩层参数如柱状图 1。

地层年代	累计厚度/m	厚度/m	柱状	岩层名称	岩层描述
山西组	10.74	10.74		中粒砂岩	灰~灰白色,泥质胶结,含星点状云母片
	14.71	3.97		砂质泥岩	灰色,泥质胶结,含云母星点,间夹黑色泥岩薄层。
	15.01	0.3		泥岩	黑色,炭质高,夹有少许煤屑。
	20.31	5.0		煤层	黑色粉末状及鳞片状,光泽暗淡。
	20.81	0.5		炭质泥岩	夹煤线,含亮煤碎屑。
P <sub>1sh</sub>	22.91	2.1		细粒砂岩	灰~灰黑色,薄层状含炭质、黄铁矿结和及大量白云母片。
	27.21	4.3		砂质泥岩	深灰色砂质泥岩,夹薄层状砂岩。
	28.71	1.5		石灰岩	深灰色
C <sub>3l</sub>	32.31	3.6		砂质泥岩	深灰色砂质泥岩。
	38.31	6.0		石灰岩	深灰色,含有细条状方解石脉及海百合化石。局部相变为中粒砂岩。
	41.31	3.0		砂质泥岩	深灰色,薄层状粉砂。

图 1 煤岩综合柱状图

Fig.1 General column of coal and rock

依据相似模拟理论确定巷道围岩基本力学参数,在极软煤体中首先开挖巷道并进行支护(包括锚杆-锚索支护与 U 钢可缩直角梯形棚支护),通过开挖减小煤柱尺寸,研究不同煤柱尺寸下巷道围岩变形、破坏特征与围岩、支架的应力变化规律,为简化模型难度,本次实验模型为水平铺装,模型架采用河南理工大学自制专利实验架。

1.1.2 相似比例

相似实验架模型装填尺寸分别为长×宽×高=800 mm×200 mm×800 mm,根据实验以几何相似比  $C_l=1:50$  与容重相似比  $C_\gamma=1.5:2.5=1:1.67$  进行实验模型的制作和材料的配比,根据相似理论三定理,可以得到应力相似比  $C_\sigma=C_l \cdot C_\gamma=1:83.33$ ,外力相似比  $C_F=C_E=C_l \cdot C_\gamma=1:83.33$ ,现场工程实际模拟范围为 40 m×10 m×40 m。

1.2 相似材料

1.2.1 装填材料

实验选用河沙作为骨料,石膏和大白粉作为粘结剂。河沙采用 1 m×1 mm 细网进行筛选,且要求颗粒均匀,石膏采用熟石膏(工业用一级石膏粉),

大白粉采用新鲜烧透石灰粉(碳酸钙)。煤层采用实体松软煤层模拟,相似材料掺水混合后装填实验架,采用云母进行分层,且用相同力度夯实。根据模拟煤岩层参数进行相似材料配比确定,煤岩层相似配比参数如表 1。

表 1 煤岩层相似材料配比  
Table 1 The ratio of similar material on coal and rock

序号	岩层名称	模型厚度/mm	铺设层数	层厚/mm	配比号	单层质量/g			
						砂	碳酸钙	石膏	水
1	中粒砂岩	170	17	10	855	1 920	240	240	240
2	细粒砂岩	100	10	10	755	1 680	360	360	240
3	中粒砂岩	200	20	10	855	1920	240	240	240
4	砂质泥岩	80	8	10	837	1920	144	336	240
5	煤	100	10	10	/	/	/	/	/
6	细粒砂岩	40	4	10	755	1 680	360	360	240
7	砂质泥岩	80	8	10	837	1 920	144	336	240
8	石灰岩	30	3	10	855	1920	240	240	240

1.2.2 支护材料

依据模拟相似比,锚杆与锚索材料采用 $\phi 1.5\text{ mm}\times L50\text{ mm}$ 和 $\phi 1.5\text{ mm}\times L150\text{ mm}$ 的楠竹模拟,锚固端削尖。托板采用规格为 $20\text{ mm}\times 20\text{ mm}$ 中间开孔的 $0.1\text{ mm}$ 厚薄铁皮模拟,锚固剂采用石膏水模拟,模拟锚杆(索)均不施加预紧力(图 2(a))。

巷道支架采用近似强度截割木材按相似比制作模拟,支架横梁两端开槽,两柱腿上端卡进开槽,以保证支架稳定性(图 2(b))。

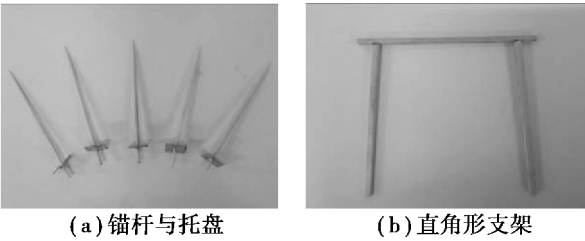


图 2 支护材料  
Fig.2 Support materials

2 方案设计

2.1 支护方案设计

由于是近水平巷道,设计巷道断面为矩形,巷

道设计采用锚杆-锚索+可缩直角 U 形棚支护,巷道净断面尺寸为:巷道宽 $5.0\text{ m}$ ,高 $4.8\text{ m}$ ,具体支护方案如图 3 所示。

顶板锚杆-锚索基本支护:锚杆规格为 $\phi 20\text{ mm}\times$

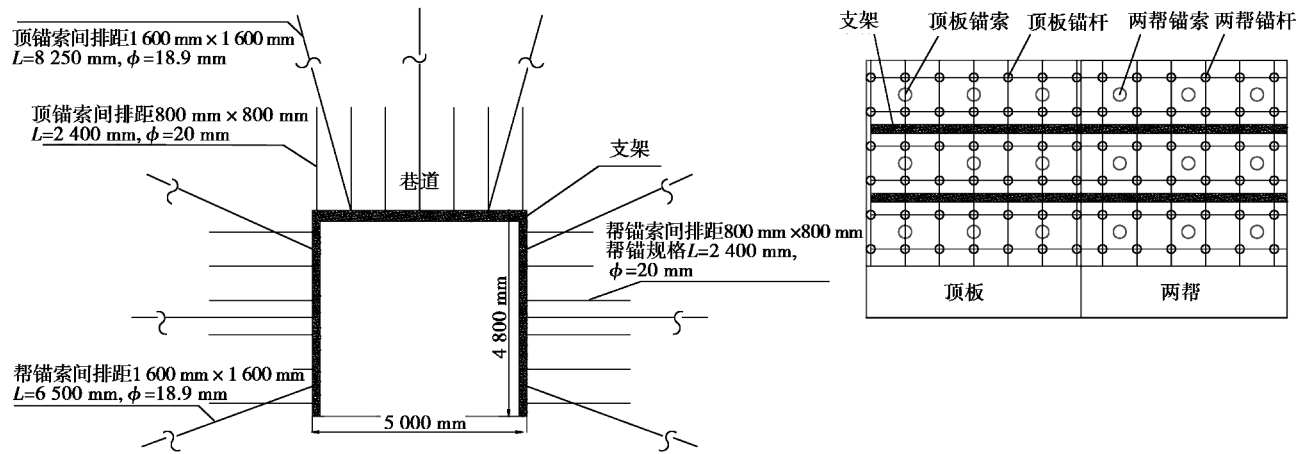


图 3 回采巷道支护方案  
Fig.3 Gateway support scheme

L2 400 mm,间排距为 800 mm×800 mm,锚固剂 MSK2350 与 MSCK2350 型各 1 卷;锚索选用直径 18.9 mm,长度 8 250 mm 的钢绞线,一排 3 根锚索,间排距 1 600 mm×1 600 mm,锚固剂 MSK2350 与 MSCK2350 型各 2 卷;网格 100 mm×100 mm 点焊钢筋网护表。

两帮锚杆-锚索基本支护:锚杆规格为 Φ20×L2 400 mm,间排距 800 mm×800 mm,树脂锚固剂 MSK2350 与 MSCK2350 型各 1 卷;锚索采用直径 18.9 mm、长度 6 500 mm 的钢绞线;一排布置 3 根锚索支护,锚索间排距 1 600 mm×1 600 mm,树脂锚固剂 MSK2350 与 MSCK2350 型树各 2 卷;网格为 100 mm×100 mm 点焊钢筋网护表。

可缩直角 U 形棚支护:采用 U36 型钢制作,顶板采用 2 段 U 型钢通过卡环连接,1 架 U 型顶梁采用 3 个 U 型柱腿支护,每根 U 型柱由 2 段 U 型钢通过卡环连接,三向可缩直角 U 形棚排距为 800 mm。

2.2 监测方案设计

2.2.1 监测设备

模型制作过程中,在巷道顶底板及两帮布置应力传感器(压力盒),连接在 TST3827 动静态应变测试采集仪上,采集仪与计算机相连,通过操作安装在计算机里的 TST3827 动静态应变测试分析软件自动采集数据。位移测点布置在模型表面,采用全站仪观测位移测点坐标(图 4)。

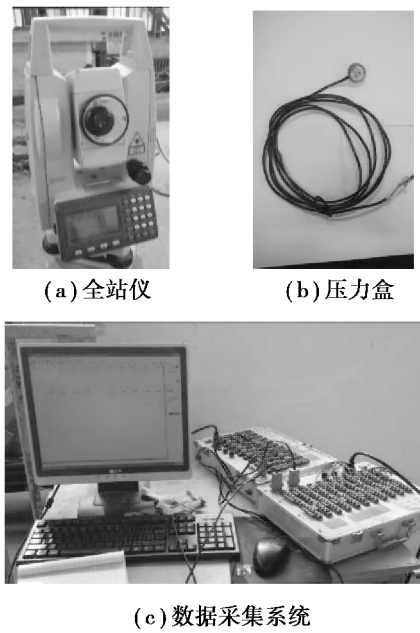


图 4 监测设备

Fig.4 Monitoring equipments

2.2.2 测点布置

巷道位移(编号 1~110)测点布置如图 5,巷道围岩与支架的应力(编号 1~5)测点布置如图 6。

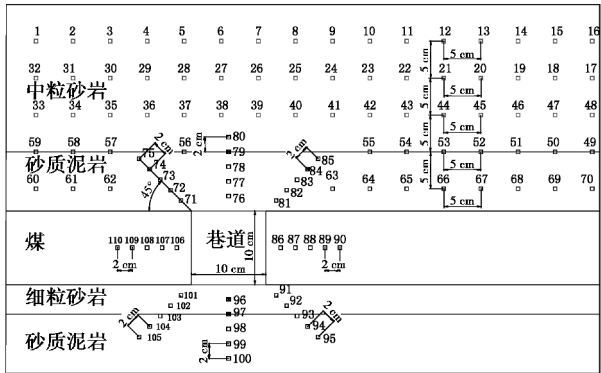


图 5 巷道围岩位移监测点布置

Fig.5 The displacement measuring point layout

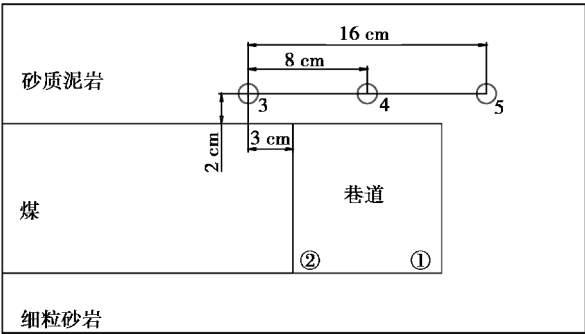


图 6 巷道围岩与支架应力监测点布置

Fig.6 The stress measuring point layout of surrounding rock and support

2.3 加载方案设计

考虑到巷道埋深及实验要求,对相似模拟实验架巷道上方的装填高度顶部进行油缸加载,由于煤层较为松软,加载载荷设计为 0.8 MPa,实验如图 7。



图 7 实验全景

Fig.7 Experiment field



根据应力传递规律,则有

$$F_0 = P_0 \cdot S_0 = P_0 \cdot \pi \cdot r_0^2 \quad (1)$$

$$P_1 = \frac{F_0}{S_1} = \frac{F_0}{a_1 \cdot b_1} \quad (2)$$

$$P_2 = \gamma \cdot h \quad (3)$$

$$P = P_1 + P_2 = \frac{P_0 \cdot S_0}{S_1} + \gamma \cdot h \quad (4)$$

式(1)~(4)中: $P_0$ 为油缸加载应力,MPa; $F_0$ 为油缸加载载荷,MN; $S_0$ 为油缸活塞面积, $\text{m}^2$ ; $r_0$ 为油缸活塞半径,m; $P_1$ 为油缸加载到相似模拟材料上应力,MPa; $S_1$ 为油缸加载对模型接触板面积, $\text{m}^2$ ; $a_1$ 与 $b_1$ 分别为模型接触板宽与长,m; $\gamma$ 为铺装模型体积力, $\text{MN}/\text{m}^3$ ; $h$ 为模型装填高度,m; $P$ 为巷道围岩应力,MPa。

已知: $P_0 = 0.8 \text{ MPa}$ , $r_0 = 0.025 \text{ m}$ , $a_1 = 0.2 \text{ m}$ , $b_1 = 0.6 \text{ m}$ , $h = 0.6 \text{ m}$ , $\gamma = 0.015 \text{ MN}/\text{m}^3$ 。

联立式(1)~(4)进行求解,则设计模型巷道围岩应力为

$$P = P_1 + P_2 = 22.08 \text{ kPa}$$

则模型模拟工程实际巷道上覆岩层载荷为1.84 MPa。

## 2.4 开挖方案设计

当巷道开挖支护稳定后,对煤柱进行开挖,每次开挖煤柱50 mm,每开挖1次,采集一次围岩位移、围岩应力与支架载荷数据,同时对围岩裂隙进行描述,开挖间隔时间为0.5~1 h,共进行6次开挖。当煤柱尺寸为150 mm时,如果巷道没有破坏,加载顶部载荷至巷道破坏,完成实验。

## 3 结果分析

### 3.1 巷道围岩裂隙演化规律

第一次开挖煤柱后(煤柱尺寸400 mm),巷道顶板裂隙发育高度为31 mm,右帮煤体裂隙扩展深度为72 mm,左帮煤体裂隙扩展深度为22 mm,主要表现为表面煤体剥落,右帮煤体裂隙扩展大于左帮(图8(a))。

第二次开挖煤柱后(煤柱尺寸为350 mm),巷道顶板裂隙发育高度扩展不明显,但右帮煤体塑性破坏加剧,裂隙扩展明显。最大裂隙宽度达到3 mm,且沿巷道轴向方向延伸较大,浅部30 mm煤体有滑落趋势,裂隙发展角度为 $60^\circ$ ,裂隙深度仍为72 mm,左帮煤体裂隙演化不明显,深度仍为22 mm,煤柱尺寸减小对右帮煤体裂隙发展及破坏有一定影响(图8(b))。

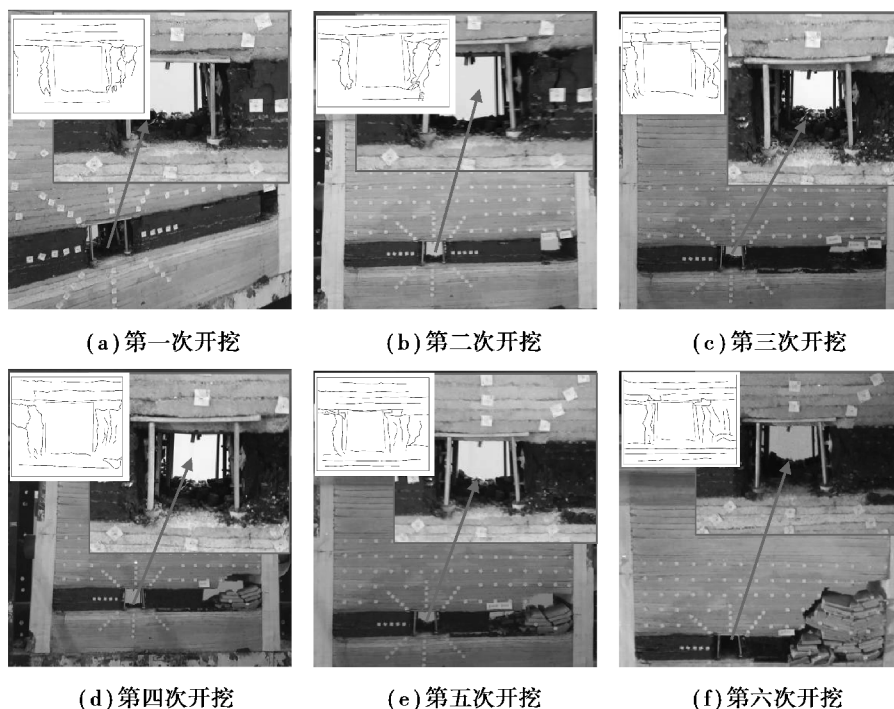


图8 巷道围岩裂隙演化规律

Fig.8 Crack evolution of surrounding rock

第三次开挖煤柱后(煤柱尺寸为300 mm),巷道顶板裂隙发育高度不变,但裂隙纹路明显。煤柱表面出现整体剥离滑落,沿巷道轴向方向剥离最大深度为11 mm,开挖煤柱应力集中明显。受应力集中与顶板加压载荷影响,巷道左帮煤体裂隙变化不明显(图8(c))。

第四次开挖煤柱后(煤柱尺寸为250 mm),采空区顶板第一次出现垮落(模型下沉后加载载荷减小),顶板裂隙发育高度及开度不变,右帮煤体103 mm深度出现塑性滑落失稳,左帮煤体中部开始出现水平裂隙,发育深度为71 mm,巷道围岩整体变形加剧(图8(d))。

第五次开挖煤柱后(煤柱尺寸为200 mm),顶板裂隙高度及开度不变,右帮煤体沿巷道轴向塑性冒落,煤柱稳定性降低,左帮煤体塑性破坏变化不明显(图8(e))。

第六次开挖煤柱后(煤柱尺寸为150 mm),采空区顶板第二次出现垮落,加载载荷有一定减小回落。右帮整体出现塑性屈服承载状态,煤柱稳定性降低,巷道围岩稳定性与煤柱稳定性均开始出现降低,可确定为最小煤柱尺寸(图8(f))。

### 3.2 巷道围岩移动变形规律

对垂直于巷道顶板不同距离76~80号位移监测点进行不同煤柱尺寸下的观测可知(图9),第一次开挖煤柱后(煤柱尺寸为400 mm),距顶板最近的76号与77号监测点出现了1 mm下沉,再往上顶板变化不明显,扰动高度为31 mm。第二与第三次开挖煤柱后,顶板不同距离各监测点开始产生下沉移动,且离巷道顶板越近,下沉量越大,最近监测点76号下沉量为7 mm,最远监测点80号下沉量为5 mm,巷道顶板扰动高度为110 mm。可以看出,第三次开挖煤柱后,巷道围岩顶板下沉量增加急剧,预示着采空区顶板垮落来临。第四次开挖煤柱后,采空区顶板垮落,由于应力释放(模型下沉后加载载荷减小),巷道顶板下沉量增加不明显,且有回落趋势。第五与第六次开挖煤柱后,巷道顶板位移变化不明显,但裂隙出现了横向发展形态。

对于两帮来说,由于巷道右帮位移监测点在第三次煤柱开挖后出现表面塑性破坏掉落无法监测,为进行巷道两帮位移变化规律,以顶板两角部71

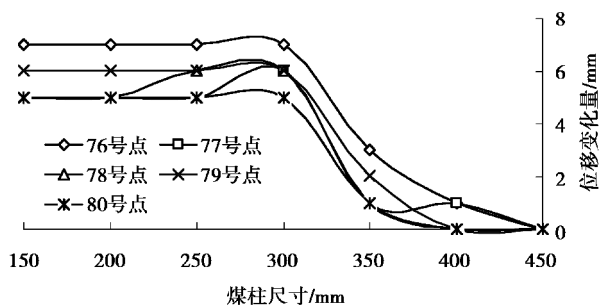


图9 巷道顶板中部位移垂直变化

Fig.9 Displacement change in the middle of roof in vertical direction

号与81号位移监测点进行观测分析。

在水平方向上(图10),当煤柱尺寸减小到350 mm时,两顶角位移监测点没有变化,当煤柱尺寸减小到300 mm时,两顶角出现向巷道内移动,移动距离均为9 mm。而随着煤柱尺寸持续减小,两顶角位移出现非对称增加趋势。当煤柱尺寸减小到200 mm时,煤柱侧顶角出现了位移监测点远离巷道现象,而另一侧变化不明显,巷道两帮围岩非对称变形趋于明显。当煤柱尺寸为150 mm时,两顶角位移监测点远离巷道方向,表现为顶板下沉明显,两帮煤体塑性破坏加剧。

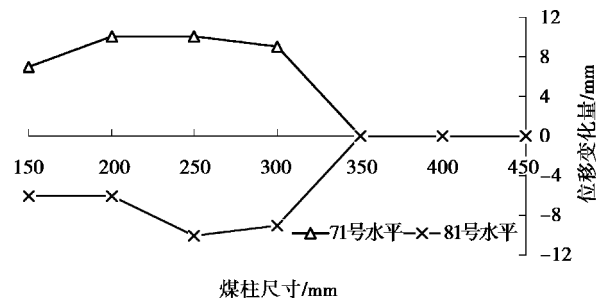


图10 巷道顶板角部位移水平变化

Fig.10 Displacement change of roof angles in horizontal direction

在垂直方向上(图11),当煤柱尺寸减小到350 mm时,两顶角位移监测点出现1 mm下沉,当煤柱尺寸减小到300 mm时,两顶角出现垂向5 mm急剧下沉,下沉量达到最大。而随着煤柱尺寸的减小(模型下沉后加载载荷减小),两顶角位移监测点出现了非对称变形状态,右帮顶角位移监测点出现了回落,而另一侧巷道顶角则没有变化。

整体上看,随着煤柱尺寸减小,巷道顶板中部

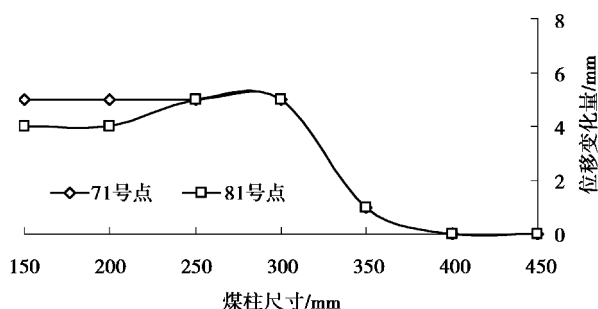


图 11 巷道顶板角部位移垂直变化

Fig.11 Displacement change of roof angles  
in vertical direction

位移监测点出现持续下沉现象,且表现为离顶板中部垂直距离越远,下沉量越小,而巷道顶板两顶角首先出现下沉移动,继而出现向巷道内水平移动,且水平移动距离大于垂直移动距离,垂直或水平位移的突然增加预示着采空区顶板垮落的来临,水平方向位移的回落预示着煤体开始出现塑性承载。

### 3.3 巷道围岩应力变化特征

图 12 是巷道围岩应力测点随着煤柱尺寸减小的变化曲线。可以看出,对巷道进行开挖与上部加载 0.8 MPa 后,巷道左帮 3 号测点与右帮 5 号测点由未加载应力状态 14.78 kPa 与 10.76 kPa 开始上升到巷道开挖加载后的 21.88 kPa 与 18.30 kPa,而顶板 4 号测点由于巷道开挖顶板应力释放,由初值 7.53 kPa 保持不变。可以看出,巷道开挖加载后,两帮呈非对称应力集中,顶板处于应力释放区,由于左帮煤柱尺寸小,巷道左帮围岩应力大于右帮。而随着巷道右帮煤柱尺寸持续减小到 300 mm 后,开挖煤柱裂隙发展密集,巷道两帮围岩应力增加,但巷道顶板围岩应力基本保持不变,巷道左帮与右帮围岩应力最大值分别为 45.20 kPa 与 46.28 kPa,两帮应力集中系数分别为 2.07 和 2.53,右帮围岩应力集中程度大于左帮,开挖煤柱应力变化剧烈。煤柱尺寸减小到 250 mm 后,采空区顶板垮落,巷道顶板应力变化细微,开挖煤柱塑性发展较大,围岩应力释放,且呈现为减小形态,而左帮围岩应力虽有一定释放,但围岩稳定,表现为较细微的平稳增加,两帮塑性破坏差异性增大至最后煤柱尺寸为 150 mm 后的平稳,表明在巷道锚杆-锚索配合支架支护下的最小煤柱尺寸为 150 mm 是合理的。

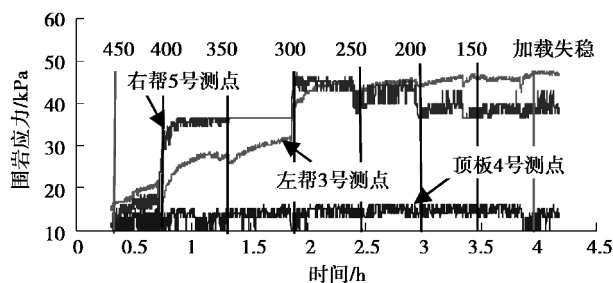


图 12 巷道围岩应力变化曲线

Fig.12 Change curves of gateway surrounding rock stress

### 3.4 巷道支架载荷变化特征

对于巷道内支架的受力变化特征来说(图 13),考虑到煤柱开挖塑性破坏对巷道围岩稳定性的影响,巷道开挖后对巷道内支架 2 个柱腿进行不同初承力的给定,巷道左帮支架柱腿 2 号测点初始应力为 12.91 kPa,右帮(开挖煤柱)支架柱腿 1 号测点初始应力为 29.57 kPa,模型顶部加载后巷道围岩应力重新分布,2 号测点与 1 号测点支架载荷分别为 21.52 kPa 和 36.59 kPa,应力集中系数分别为 1.67 和 1.24,初始支架载荷越小,应力集中程度越大。

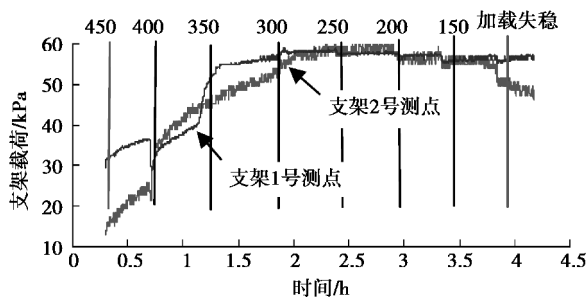


图 13 巷道支架载荷变化曲线

Fig.13 Change curves of gateway support loading

随着煤柱尺寸减小,巷道支架 2 号与 1 号测点应力持续增加,受开挖煤柱尺寸影响,右帮(开挖煤柱侧)支架应力变化明显,但当煤柱尺寸减小到 300 mm 时,巷道围岩周边裂隙发育,2 号测点与 1 号测点支架载荷达到最大值(60.26 kPa 和 57.75 kPa)且趋于一致,巷道两帮围岩受力承载较为接近,此时煤柱尺寸对巷道围岩稳定性影响较小。当煤柱尺寸进一步减小到 250 mm 时,由于巷道顶板微小下沉使得加载载荷减小,巷道支架 2 号与 1 号测点载荷出现轻微减小。之后随着煤柱尺寸进一步减小,2 个支架载荷测点开始减小,表明巷道周边围岩塑性破坏加剧,左帮 2 号测点支架载荷减小。

不明显,表明煤体承载加大但未发生塑性破坏,而右帮1号测点支架相对平缓,表明右帮侧煤柱出现了屈服承载,此时煤柱尺寸为150 mm,可判定为促进巷道围岩稳定的最小煤柱尺寸。

#### 4 结论

(1)软煤平巷围岩裂隙演化特征表现为两帮煤体裂隙水平扩展后的顶板裂隙产生,围岩失稳诱发点为巷道两帮上角部。

(2)当煤柱尺寸小于300 mm后,巷道两帮表现为非对称塑性破坏后顶板裂隙扩展的加剧,顶板下沉量、两帮移近量与巷道围岩应力、支架载荷变化剧烈,围岩与支架最大应力集中系数分别为2.53和1.67。

(3)当煤柱尺寸为150 mm时,煤柱两侧的巷道围岩裂隙与采空区煤壁裂隙贯通,煤柱呈屈服承载状态,巷道支架载荷右侧大于左侧,巷道围岩稳定性降低。

(4)对软煤巷道围岩稳定性初始产生影响的煤柱尺寸为300 mm(实际尺寸为15.0 m),保证巷道围岩稳定性的最小煤柱尺寸为150 mm(实际尺寸为7.5 m)。

#### 参考文献(References)

- [1] 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 of fully mechanized caving face in extra-thick coal seam of deep shaft [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(5): 921-927. (in Chinese))
- [2] 袁和勇,何启林,袁和旭.宜兴煤矿安全经济护巷煤柱宽度的研究[J].中国安全生产科学技术,2013,9(9):54-58. (Yuan Heyong, He Qilin, Yuan Hexu. Determination on safe and economic width of chain pillar in Yixing coal mine [J]. Journal of Safety and Technology, 2013, 9(9): 54-58. (in Chinese))
- [3] 郑仰发,鞠文君,康红普,等.基于三维应变动态监测的大采高综采面区段煤柱留设综合试验研究[J].采矿与安全工程学报,2014,31(3):359-365. (Zheng Yangfa, Ju Wenjun, Kang Hongpu, et al.

Combined test research on coal pillar width setting of district sublevel for fully-mechanized face with large mining height based on 3D dynamic strain monitoring [J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2014, 31(3): 359-365. (in Chinese))

- [4] 赵华安,赵光明,孟祥瑞.断层影响下合理煤柱尺寸留设数值模拟分析[J].中国安全生产科学技术,2014,10(11):27-33. (Zhao Huaan, Zhao Guangming, Meng Xiangrui. Numerical simulation on rational size setting of coal pillar under influence of fault [J]. Journal of Safety and Technology, 2014, 10(11): 27-33. (in Chinese))
- [5] 骆驰,漆泰岳,据国全.沿空送巷煤柱在锚杆支护下的稳定性研究[J].地下空间与工程学报,2014,10(2):423-428. (Luo Chi, Qi taiyue, Ju Guoquan. Study on stability of coal pillar supported by bolts in roadway driven along the goaf [J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2014, 10(2): 423-428. (in Chinese))
- [6] 张向阳,涂敏.迎上下采孤岛面沿空掘巷围岩变形破坏特征[J].地下空间与工程学报,2015,11(4):1072-1079. (Zhang Xiangyang, Tu Min. Deformation and failure characteristics of surrounding rock in gob-side entry during mining between the upper and lower gob island [J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2015, 11(4): 1072-1079. (in Chinese))
- [7] 张广超,何富连.大断面综放沿空巷道煤柱合理宽度与围岩控制[J].岩土力学,2016,37(6):1721-1728. (Zhang Guangchao, He Fulian. Pillar width determination and surrounding rocks control of gob-side entry with large cross-section and fully-mechanized mining [J]. Rock and Soil Mechanics, 2016, 37(6): 1721-1728. (in Chinese))
- [8] 陆士良,郭育光.护巷煤柱宽度与巷道围岩变形的关系[J].中国矿业大学学报,1991,20(4):4-10. (Lu Shiliang, Guo Yuguang. The relation between surrounding rock deformation of roadway and pillar width for roadway maintenance [J]. Journal of China University of Mining & Technology, 1991, 20(4): 4-10. (in Chinese))

(下转第1557页)