

文章编号: 1673-3363-(2014)02-0255-08

# 大煤柱内沿空掘巷窄煤柱合理宽度的确定

张科学<sup>1</sup>, 姜耀东<sup>2,3</sup>, 张正斌<sup>4</sup>, 张永平<sup>4</sup>, 庞绪峰<sup>1</sup>, 曾宪涛<sup>3</sup>

(1. 中国矿业大学(北京)资源与安全工程学院, 北京 100083; 2. 中国矿业大学(北京)煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 北京 100083; 3. 中国矿业大学(北京)力学与建筑工程学院, 北京 100083; 4. 山西高河能源有限公司, 山西 长治 047100)

**摘要** 大煤柱内沿空掘巷是基于工作面双U型巷道布置方式提出的一种新技术, 本文针对其具体生产地质条件, 运用极限平衡理论、数值分析和现场实践相结合的方法, 得出大煤柱内沿空掘巷窄煤柱合理宽度的确定方法, 即从上区段采空区侧向支承应力分布规律和煤柱应力分布、巷道围岩应力分布、巷道围岩塑性区分布、巷道围岩变形与煤柱宽度的关系及窄煤柱宽度的极限平衡理论计算6个方面综合考虑窄煤柱的宽度, 最终确定窄煤柱宽度为5 m, 并深度分析了本区段工作面回采对窄煤柱和宽煤柱围岩应力分布规律的影响。

**关键词** 大煤柱; 窄煤柱; 沿空掘巷; 煤柱宽度; 双U型

**中图分类号** TD 353

**文献标志码** A

## Determining the reasonable width of narrow pillar of roadway in gob entry driving in the large pillar

ZHANG Kexue<sup>1</sup>, JIANG Yaodong<sup>2,3</sup>, ZHANG Zhengbin<sup>4</sup>,  
ZHANG Yongping<sup>4</sup>, PANG Xufeng<sup>1</sup>, ZENG Xiantao<sup>3</sup>

(1. Faculty of Resources and Safety Engineering, China University of Mining & Technology (Beijing), Beijing 100083, China; 2. State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, China University of Mining & Technology (Beijing), Beijing 100083, China; 3. School of Mechanics and Civil Engineering, China University of Mining & Technology (Beijing), Beijing 100083, China; 4. Shanxi Gaohe Energy Company Ltd., Changzhi, Shanxi 047100, China)

**Abstract** Gob entry driving in the large pillar is a new technology based on double U-shaped roadway layout of the face. According to the geological conditions, certain method of reasonable width of narrow pillar in gob entry driving in the large pillar is obtained based on the combination of limit equilibrium theory, numerical calculation and field practice. It takes into account six parameters for the narrow pillar width from distribution of stress of the section of the lateral support goaf, stress distribution of coal pillars, stress distribution of surrounding rock, plastic zone distribution of surrounding rock, the relationship between deformation of surrounding rock and pillar width and limit equilibrium theory of narrow pillar width, and finally it is determined that the narrow pillar width is five meters. Then deep analysis is conducted to the impact of stress distribution law between narrow pillar and wide pillar to this section face mining.

**Key words** large pillar; narrow pillar; roadway in gob entry driving; pillar width; double U-shaped

收稿日期: 2012-11-16

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2010CB226801, 2010CB226804); 国家自然科学基金项目(51174213); 新世纪优秀人才支持计划项目(NCET-10-0775); 中央高校基本科研业务专项资金项目(2009QM001)

作者简介: 张科学(1986-), 男, 河南省永城市人, 博士, 从事冲击地压、巷道围岩控制方面的研究。

E-mail: zhkexue@163.com

Tel: 13366030731

大煤柱内沿空掘巷是上区段工作面回采稳定以后,在大煤柱内沿上区段采空区边缘留窄煤柱掘进本区段工作面回采巷道,是基于工作面双 U 型巷道布置方式提出的一种新技术<sup>[1]</sup>。为研究方便,本文将大煤柱内沿空掘巷后两侧煤柱分别命名为窄煤柱和宽煤柱(如图 1),大煤柱内沿空掘巷后破坏了原有大煤柱内的围岩应力平衡,使得窄煤柱内和宽煤柱内的围岩应力重新分布,尤其在本区段工作面回采后,窄煤柱内和宽煤柱内的围岩应力进一步变化调整,以适应新的围岩变形,从而达到新的围岩应力平衡。回采巷道围岩的稳定性主要取决于围岩强度、应力状况及支护与围岩的相互作用关系<sup>[2-4]</sup>。因此在大煤柱内沿空掘巷围岩强度、支护与围岩的相互作用关系一定的情况下,应力状况是决定其围岩稳定性的主要因素。大煤柱内沿空掘巷围岩应力较普通沿空掘巷复杂多变,为更好控制巷道围岩稳定性,更需对窄煤柱宽度进行合理确定。

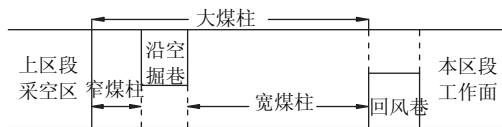


图 1 大煤柱内沿空掘巷空间位置关系示意图  
Fig. 1 Showing the relationship of the spatial position of roadway driving along next goaf in large pillar

柏建彪等<sup>[5]</sup>通过数值计算分析确定合理的窄煤柱宽度为:软煤 4~5 m,中硬煤 3~4 m;谢广祥等<sup>[6]</sup>揭示了煤柱宽度变化对综放面围岩应力分布及变化规律的影响,并指出护巷煤柱的合理宽度应小于巷帮实体煤内应力向煤柱内转移的临界宽度;王卫军等<sup>[7]</sup>得出基本顶给定变形下综放沿空掘巷合理窄煤柱宽度的计算公式;陆士良等<sup>[8]</sup>在分析研究 200 余条巷道实例的基础上,得出护巷煤柱宽度与巷道围岩变形的普遍关系表达式。而对大煤柱内沿空掘巷窄煤柱合理宽度的确定问题研究尚属空白。本文分析了上区段采空区侧向支承应力分布规律和煤柱应力分布、巷道围岩应力分布、巷道围岩塑性区分布、巷道围岩变形与煤柱宽度的关系,并深度分析了本区段工作面回采对窄煤柱和宽煤柱围岩应力分布规律的影响,得出大煤柱内沿空掘巷窄煤柱合理宽度的确定方法。

1 试验巷道工程概况

试验巷道为某矿 E1303 工作面瓦排巷(以下简称“E1303 瓦排巷”),E1303 和 E1305 工作面回采

的 3<sup>#</sup>煤层赋存于二叠系下统山西组(P1s),煤层埋深平均为 480 m,厚度平均为 6.5 m,倾角平均为 8°。E1303 和 E1305 工作面长度为 295 m 左右,切眼至停采线长度为 1 785 m 左右。3<sup>#</sup>煤层顶底板岩性详见表 1。E1305 工作面巷道布置关系如图 2。

表 1 各岩层及节理力学参数  
Table 1 Mechanical parameters of the various strata and joints

岩层	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	密度/(kg·m <sup>-3</sup> )	摩擦角/(°)	黏结力/MPa	抗拉强度/MPa
上覆岩层	4.8	2.45	2 500	24	20	10
基本顶	5.8	3.0	2 550	28	20	10
直接顶	2.7	1.45	2 300	32	4.2	2.9
伪顶	1.4	0.21	2 100	23	0.6	0.7
煤层	2.4	1.0	1 415	20	3.6	1.4
直接底	2.6	1.0	2 300	23	4.5	1.8
基本底	3.9	1.2	2 500	26	20	4
下覆岩层	4.8	2.45	25 00	24	20	10

节理 正压刚度 3 000 MPa、剪切刚度 1 000 MPa、黏结强度 2.8 MPa、摩擦因数 0.32

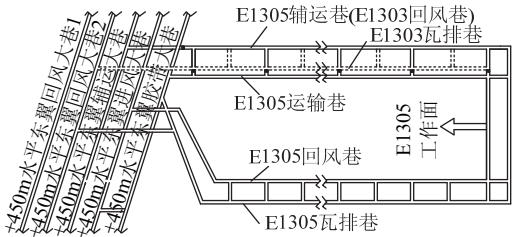


图 2 E1305 工作面巷道布置示意图  
Fig.2 Schematic diagram in E1305 workplace

2 数值模拟模型建立

本文采用 FLAC<sup>3D</sup> 数值计算软件进行模拟分析。根据该矿现场地质条件和实际工作面空间位置关系,并综合考虑各方面的因素,建立大煤柱内沿空掘巷数值模型,如图 3 所示。整个模型尺寸(长×宽×高)确定为:220 m×220 m×75 m,共有 316 800 个块体、340 119 个节点,+X 方向为工作面的走向方向,+Y 方向为巷道掘进方向,+Z 方向为垂直向上,模型上部边界施加的载荷按采深 441.5 m 计算,底边界垂直方向固定,左右边界水平方向固定;根据现场地质资料,侧压系数为 1.2。E1305 工作面模拟回采长度 80 m,E1303 工作面模拟回采长度 80 m。E1303 瓦排巷断面为矩形断面,宽为 5.0 m,高为 3.5 m,沿顶板掘进。护巷煤柱宽度的确定与沿空巷道支护方式有重要关系<sup>[9]</sup>,本文模拟的巷道支护采用锚杆支护技术,模拟中锚杆支护强度可达 0.25 MPa 左右。各岩层及节理力学参数详见表 1。

数值计算过程为:原岩应力平衡计算→掘进 E1305 运输巷和 E1305 辅运巷(E1303 回风巷,即 E1305 工作面回采完毕以后作为下一个工作面(E1303 工作面)的回风巷)及锚杆支护计算→E1305 工作面回采计算→掘进 E1303 瓦排巷(大煤柱内沿空掘巷)及锚杆支护计算→E1303 工作面回采计算。

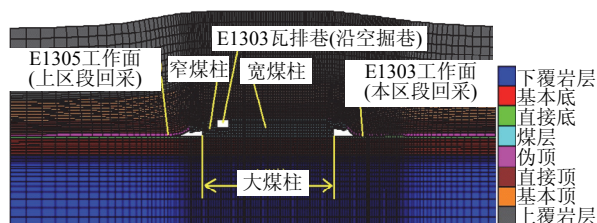


图3 大煤柱内沿空掘巷三维数值模型图

Fig.3 Three-dimensional numerical model of roadway driving along next goaf in large pillar

### 3 窄煤柱宽度的确定

#### 3.1 窄煤柱宽度的极限平衡理论计算

该矿 E1305 工作面采空区边缘基本顶岩层形成稳定的“大结构”,使采空区边缘的煤体存在应力降低区、应力升高区、应力波动区和原岩应力区,为减小 E1303 瓦排巷围岩应力,保证巷道安全,应将巷道布置在采空区边缘煤壁里侧的应力降低区<sup>[1,9]</sup>。E1303 瓦排巷窄煤柱宽度应尽可能小,以降低支承应力对其的影响,使其处于应力降低区,同时还应保证锚杆锚固稳定,并综合考虑巷道变形及减少煤炭资源损失。所以,窄煤柱合理宽度  $B$  应结合巷道两帮应力分布和极限平衡理论计算得出,如式(1),具体如图 4 所示<sup>[1-2,9]</sup>。

$$B = X_1 + X_2 + X_3 \quad (1)$$

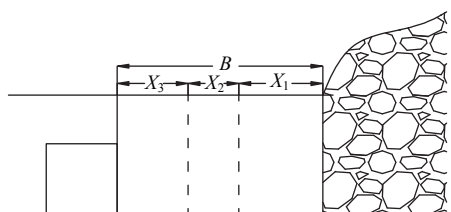


图4 窄煤柱宽度计算图

Fig.4 Calculation figure of narrow pillar width

式中:  $B$  为煤柱宽度, m;  $X_1$  为工作面开采后在采空侧煤体中产生的塑性区宽度, m;  $X_3$  为锚杆有效长度,取 1.2 m;  $X_2$  为考虑煤层厚度较大而增加的煤柱稳定系数,按  $(X_1 + X_3) \cdot (30\% \sim 50\%)$  计算。

$X_1$  按式(2)计算:

$$X_1 = \frac{mA}{2\tan\phi_0} \ln \left( \frac{K\gamma H + \frac{C_0}{\tan\phi_0}}{\frac{C}{\tan\phi_0} + \frac{p_z}{A}} \right) \quad (2)$$

式中:  $m$  为煤层采厚, 6.5 m;  $A$  为侧压系数,  $A = \mu/(1-\mu)$ , 泊松比  $\mu = 0.22$ , 则  $A = 0.28$ ;  $\phi_0$  为煤层界面的内摩擦角,  $24^\circ$ ;  $C_0$  为煤层界面的黏结力, 2.9 MPa;  $K$  为应力集中系数, 取 1.4;  $\gamma$  为岩层平均容重,  $25 \text{ kN/m}^3$ ;  $H$  为巷道埋深, 480 m;  $p_z$  为支架对煤帮的支护阻力, 0。

根据以上条件进行估算, 得到  $X_1 = 2.63 \text{ m}$ ,  $X_2 = 1.15 \sim 1.91 \text{ m}$ , 由此可以得出  $B = 4.97 \sim 5.74 \text{ m}$ 。为了使锚杆的锚固段能够安设在稳定的煤体中, 最终确定煤柱宽度为 5.0 m。

#### 3.2 窄煤柱宽度的数值计算

##### 3.2.1 采空区侧向支承应力分布规律

工作面回采以后的应力状况对巷道围岩的稳定性起着至关重要的作用。采空区侧向支承应力三维数值模型如图 5 所示。E1305 工作面回采稳定以后, 在煤层直接顶上方 2 m 处布置观测线, 分析 E1303 瓦排巷围岩的应力分布规律, 本文以垂直应力分布为例进行分析研究, 具体如图 6 所示。

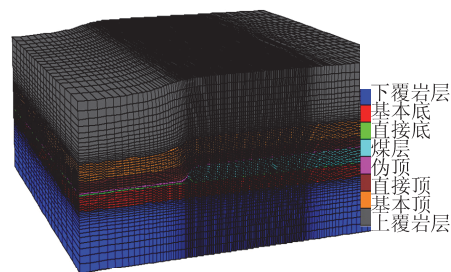


图5 采空区侧向支承应力三维数值模型图

Fig.5 Three-dimensional numerical model of stress of the section of the lateral support goaf

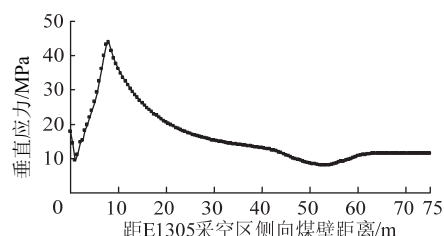


图6 E1305 工作面回采后煤层上方的垂直应力分布规律

Fig.6 Stress distribution laws of above coal seam after mining of E1305 workface

由图 6 分析可知, 当 E1305 工作面回采完毕, 开采打破原岩平衡, 在采空区边缘形成应力集中, 由于 E1303 回风巷(也即 E1305 辅运巷)在 E1305 工

作面回采以前就已经存在,使 E1305 采空区侧向支承应力分布带具有如下 4 区: 应力降低区、应力升高区、应力波动区和原岩应力区。

具体分布规律如下: 垂直应力在煤岩体内的最大应力集中系数可达到 4.3 左右, 垂直应力总体表现为先增大后减小的趋势。距侧向煤壁 0~1.0 m 范围内, 垂直应力由 17.8 MPa 降低到 9.4 MPa, 这是由于 E1305 运输巷巷高 3.5 m, 在 E1305 回采过程中巷道顶部的煤层没有完全垮落, 造成局部煤体在采空区侧向煤壁处形成应力集中; 距侧向煤壁 1.0~8.0 m 范围内, 垂直应力由 9.4 MPa 迅速升高到 43.9 MPa, 其应力升高速度急而快, 但当煤柱宽度为 5 m 时, 支承应力有个短暂的减缓; 距侧向煤壁 8.0~42.5 m 范围内, 垂直应力由 43.9 MPa 持续降低到 12.3 MPa; 距侧向煤壁 42.5~52.5 m 范围内, 垂直应力由 12.3 MPa 迅速降低到 7.9 MPa, 这是由于 E1303 回风巷的卸压作用使巷道周围的围岩应力降低; 距侧向煤壁 52.5~62.5 m 范围内, 垂直应力由 7.9 MPa 升高到 11.4 MPa; 当距侧向煤壁距离大于 62.5 m 时, 垂直应力恢复到原岩应力状态, 其值为 11.4 MPa。

综述, 采空区侧向应力分布具有如下规律: 距采空区侧向煤壁 0~5 m 范围内为应力降低区, 距采空区侧向煤壁 5~42.5 m 范围内为应力升高区, 距采空区侧向煤壁 42.5~62.5 m 范围内为应力波动区, 距采空区侧向煤壁距离大于 62.5 m 的范围称为原岩应力区; 垂直应力总体表现为先增大后减小的趋势。据此认为在距采空区侧向煤壁 5.0 m 左右时, 其应力较低, 因此窄煤柱的合理宽度确定为 5.0 m。

3.2.2 煤柱应力分布与煤柱宽度的关系

本文在既定大煤柱宽度为 50 m 的情况下确定研究方案, 详见表 2。

表 2 护巷煤柱宽度方案  
Table 2 Program of the chain pillar width

方案	一	二	三	四	五	六	七	八	九
煤柱宽度/m	3	4	5	6	8	10	12	15	20
方案	十	十一	十二	十三	十四				
煤柱宽度/m	25	30	35	40	42				

不同护巷煤柱宽度在 E1303 工作面回采后窄煤柱和宽煤柱内的围岩应力分布, 如图 7 所示。

由图 7 分析知, 煤柱内应力分布具有如下规律:

1) 窄煤柱内围岩应力分布规律: 工作面回采后, 大煤柱内沿空掘巷窄煤柱内的垂直应力再一次

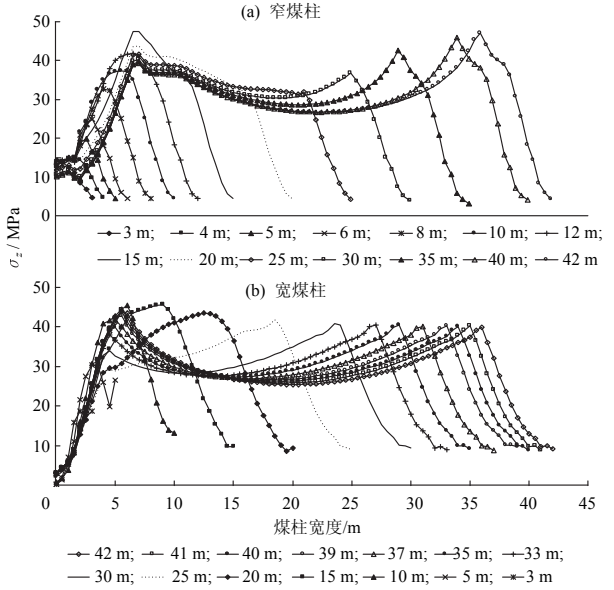


图 7 回采期间不同煤柱宽度下煤柱内的应力分布曲线  
Fig.7 Stress distribution curves of different pillar widths during mining

重新分布, 窄煤柱宽度对窄煤柱内的垂直应力影响较大, 窄煤柱宽度较小时, 其垂直应力分布呈单驼峰、甚至半驼峰形状, 且其应力值较小, 窄煤柱宽度较大时, 其垂直应力分布呈双驼峰形状, 且其应力值较大。煤柱宽度为 3 m 时, 窄煤柱靠上区段采空区侧垂直应力达到 3 m 煤柱内应力的最大值, 其值为 14.3 MPa, 是其巷道侧应力值(其值为 4.7 MPa)的 3.1 倍, 这是由于上区段运输巷顶部煤层在回采过程中没有完全垮落, 造成局部煤体在采空区侧向煤壁处形成的应力集中现象所致; 煤柱宽度由 3 m 增加到 5 m 时, 其峰值应力由 14.3 MPa 增加到 19.8 MPa, 仅增大 1.3 倍; 煤柱宽度由 5 m 增加到 15 m 时, 其峰值应力由 19.8 MPa 增加到 47.5 MPa, 增大 2.4 倍, 此时峰值应力为不同煤柱宽度时的最大值; 煤柱宽度由 15 m 增加到 30 m 时, 其峰值应力由 47.5 MPa 减小到 40.2 MPa, 且此区间范围内的煤柱形成大致呈“正梯形”的应力分布; 煤柱宽度由 30 m 增加到 42 m 时, 其峰值应力由 40.2 MPa 增加到 47.0 MPa, 此区间范围内的煤柱呈现双驼峰形状的应力分布, 且其前驼峰峰值小于后驼峰峰值。由此可知, 大煤柱内沿空掘巷窄煤柱宽度为 3~5 m 时, 煤柱内的应力较小, 且其峰值应力也较小; 为 5~15 m 时, 其煤柱内应力及其峰值应力都在上升; 为 15~30 m 时, 整个煤柱内都积聚着高应力; 为 30~42 m 时, 在沿空掘巷的窄煤柱侧积聚着更高的应力环境。因此, 要保证大煤柱内沿空掘巷窄煤



柱内的垂直应力处于低应力水平,窄煤柱的合理宽度确定约为5 m。

2) 宽煤柱内围岩应力分布规律:工作面回采后,大煤柱内沿空掘巷宽煤柱内的垂直应力再一次重新分布,宽煤柱宽度对宽煤柱内的垂直应力影响也较大,宽煤柱宽度较小时,其垂直应力分布呈单驼峰形状,或者一个半驼峰形状,但其应力值相对较大,宽煤柱宽度较大时,其垂直应力分布呈双驼峰形状,且其应力值相对较小。煤柱宽度为3 m时,宽煤柱靠本区段工作面采空区侧垂直应力达到3 m煤柱内应力的最大值,其值为18.7 MPa,是其巷道侧应力值(其值为0.11 MPa)的170倍,这是由于本区段工作面回采形成的采动应力影响所致;煤柱宽度由3 m增加到5 m时,其峰值应力由18.7 MPa增大到30.4 MPa,增大1.6倍,而同等条件下窄煤柱峰值应力增大倍数仅为1.3倍,且宽煤柱宽度为5 m时煤柱内的最大应力值是窄煤柱宽度的1.5倍;煤柱宽度由5 m增加到15 m时,其峰值应力由30.7 MPa增加到45.6 MPa,增大倍数为1.5,此时峰值应力为不同煤柱宽度时的最大值;煤柱宽度由15 m增加到30 m时,其峰值应力由45.6 MPa减小到40.9 MPa,且此区间范围内的煤柱形成也大致呈现“正

梯形”的应力分布;煤柱宽度由30 m增加到42 m时,其峰值应力波动变化不大,且此区间范围内的煤柱也呈现双驼峰形状的应力分布,且其前驼峰峰值大于后驼峰峰值。由此可知,大煤柱内沿空掘巷合理位置应靠近上区段采空区侧;大煤柱内沿空掘巷宽煤柱宽度为3~5 m时,煤柱内的应力相对窄煤柱宽度为3~5 m时较大,且其峰值应力也相对较大;为5~15 m时,其煤柱内应力及其峰值应力不断上升;为15~30 m时,整个煤柱内存在“正梯形”的高应力分布;为40~42 m时,沿空掘巷的窄煤柱侧存在较低的应力环境。

综述大煤柱内沿空掘巷窄煤柱围岩应力分布规律如下:窄煤柱宽度为3~5 m时,煤柱内的围岩应力较小;窄煤柱宽度为3~15 m时,其垂直应力分布呈单驼峰形状;窄煤柱宽度为15~30 m时,其垂直应力分布呈“正梯形”形状;窄煤柱宽度为30~42 m时,其垂直应力分布呈双驼峰形状。据此认为E1303瓦排巷窄煤柱的合理宽度确定为5 m。

### 3.2.3 巷道围岩应力分布与煤柱宽度的关系

巷道围岩的变形及其破坏,在一定程度上与其所处的巷道围岩应力密切相关<sup>[1]</sup>。E1303瓦排巷巷道围岩的垂直应力分布如图8所示。

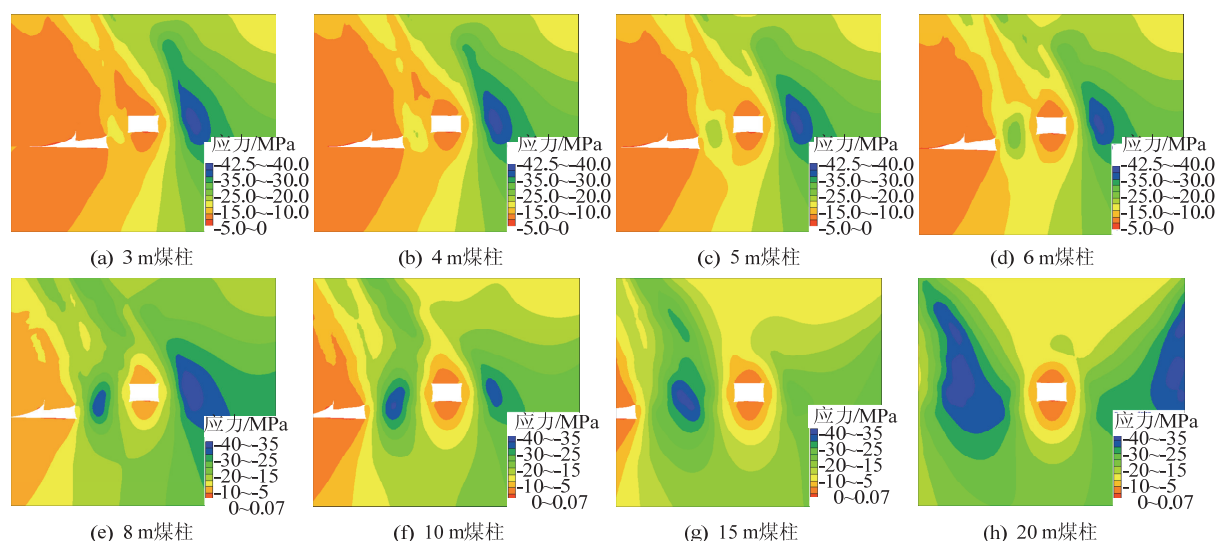


图8 不同煤柱宽度下E1303瓦排巷的垂直应力分布

Fig.8 Vertical stress distribution of E1303 tile row roadway of different pillar widths

由图8可知,受E1303工作面回采影响,不同煤柱宽度下E1303瓦排巷围岩应力分布特征为:

1) 巷道底板围岩应力随煤宽的变化整体上处于低应力状态,但巷道顶板围岩应力,尤其巷道两帮围岩应力的不断调整变化,使巷道围岩应力向底板转移,从而造成表面上看到的巷道底鼓最严重。

2) 随煤宽的增加,窄煤柱帮围岩应力从无应力集中到少应力集中,再到部分应力集中,最后到大范围内应力集中。

3) 随煤宽的增加宽煤柱帮围岩应力圈(相同应力值组成的曲线圈)分布总体呈现先逐渐减小后增大的过程;煤柱宽度由3 m增至5 m时,宽煤柱帮

围岩应力圈减小,且形状趋于均匀;煤柱宽度由 5 m 增至 15 m 时,宽煤柱帮围岩应力圈明显减小,当煤柱宽度为 15 m 时,宽煤柱帮没有形成明显的围岩应力圈,说明此区域内的围岩应力较均匀;煤柱宽度由 15 m 增至 20 m 时,煤柱帮围岩应力圈从部分应力集中到大范围内应力集中,且此时峰值应力为 41.7 MPa。

4) 巷道顶板上的围岩应力分布随煤宽变化规律性不强,但其围岩应力圈具有一定的影响范围。

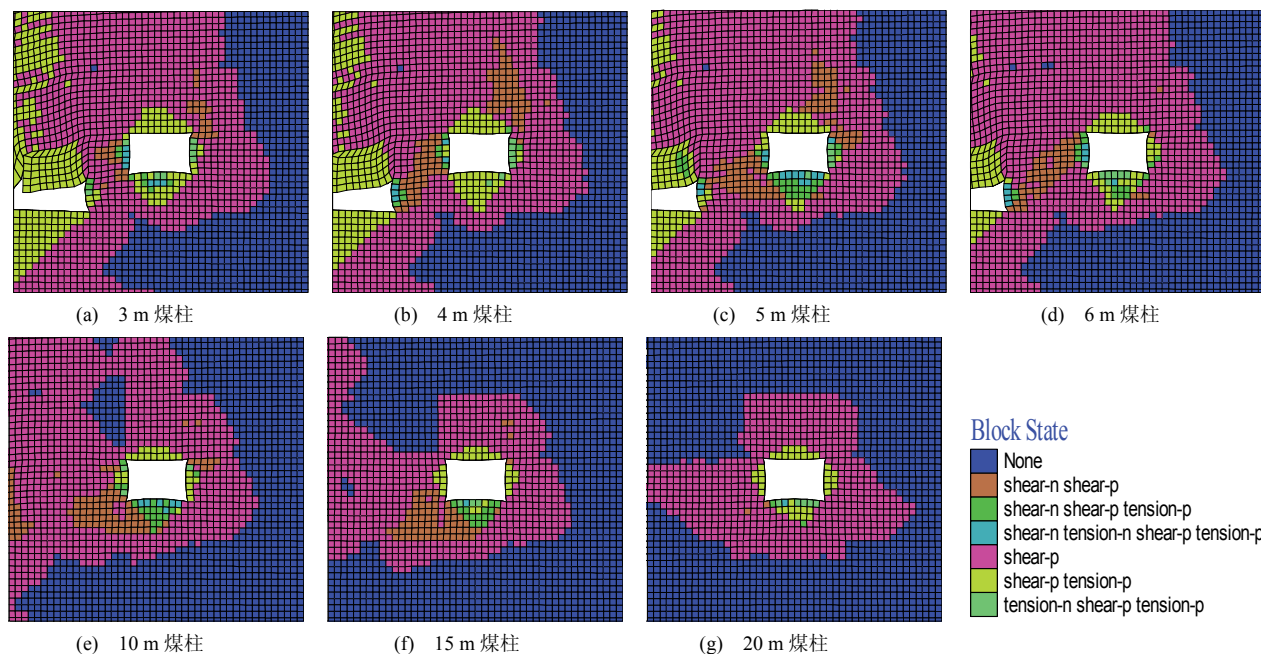


图 9 不同煤柱宽度下 E1303 瓦排巷的塑性区分布

Fig.9 Plastic area distribution of E1303 tile row roadway of different pillar widths

由图 9 知,受 E1303 工作面回采影响,不同煤柱宽度下 E1303 瓦排巷围岩塑性区分布特征为:

1) 巷道顶板围岩塑性区分布随煤柱宽度的变化整体上处于剪切和拉伸破坏的综合作用结果,其塑性区综合作用范围为顶板上方 2 m 左右。

2) 巷道底板围岩塑性区分布随煤柱宽度的变化较为复杂,处于各阶段的变形破坏都存在,其塑性区综合作用范围为底板下方 3 m 左右。

3) 巷道窄煤柱帮围岩变形破坏主要是受剪切破坏引起,窄煤柱帮塑性区综合作用范围为整个煤柱;当煤宽为 5 m 时,窄煤柱帮的塑性区有局部调整,使其围岩应力有向底板转移的趋势,从而释放窄煤柱承受的高围岩应力,减小窄煤柱帮变形,而 3, 4, 6 m 煤柱都没有这种变化趋势;煤柱宽度由 10 m 增至 20 m 时,窄煤柱内的围岩塑性区已不贯通,但其帮部的围岩变形仍以剪切破坏作用为主。

综述,大煤柱内沿空掘巷两帮的围岩应力分布受煤柱宽度变化的影响最大,巷道顶底板围岩应力受其影响变化不大,使巷道整体围岩处在较好的应力环境中的窄煤柱合理宽度为 5 m。

### 3.2.4 巷道围岩塑性区与煤柱宽度的关系

巷道围岩的变形及其破坏,在一定程度上通过巷道围岩塑性区分布予以表现<sup>[1]</sup>。具体 E1303 瓦排巷围岩的塑性区分布如图 9 所示。

4) 巷道宽煤柱帮围岩变形破坏主要是受拉伸破坏引起,宽煤柱帮塑性区综合作用范围为宽煤柱帮向里 1 m 左右;煤柱宽度由 3 m 增至 6 m 时,宽煤柱帮围岩塑性区变化不大,其围岩表面变形破坏主要是由于拉伸破坏引起的;煤柱宽度由 10 m 增至 15 m 时,宽煤柱内的围岩变形以剪切和拉伸破坏为主;煤柱宽度由 15 m 增至 20 m 时,宽煤柱内的围岩变形较为稳定,其围岩应力转移到了窄煤柱和底板。

据以上分析可知,煤柱宽度为 5 m 时,大煤柱内沿空掘巷围岩塑性区分布较为合理。

### 3.2.5 巷道围岩变形与煤柱宽度的关系

在支护强度一定时,巷道围岩的变形破坏取决于围岩应力与煤岩体强度的大小,当围岩应力小于煤岩体强度时,巷道仍处于弹性状态;当围岩应力大于煤岩体强度时,巷道就会发生塑性变形,甚至

破坏<sup>[1]</sup>。通过对 E1303 瓦排巷表面位移数据进行系统整理,得出巷道围岩变形规律如图 10 所示。

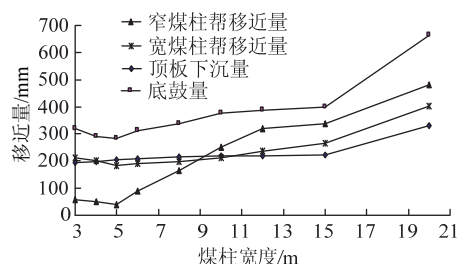


图 10 不同煤柱宽度下 E1303 瓦排巷围岩变形规律

Fig.10 Surface displacement amount of E1303 return airway of different pillar widths

由图 10 知,受 E1303 工作面回采影响,不同护巷煤柱宽度下 E1303 瓦排巷围岩变形规律如下:

1) 巷道围岩变形中底鼓最为严重,随着煤柱宽度的增加底鼓量先小范围内减小后持续增大。煤柱宽度由 3 m 增至 5 m 时,底鼓量由 320 mm 减至 282 mm,减小了 12%;当煤柱宽度为 5 m 时,底鼓量随不同煤柱宽度的变形曲线出现了 1 个拐点,即最小值,其底鼓量最小为 282 mm;煤柱宽度由 5 m 增至 15 m 时,底鼓量开始时缓慢增加;但当煤柱宽度由 15 m 增至 20 m 时,底鼓量迅速增加。由此分析可知,煤柱宽度为 5 m 时,底鼓量最小。

2) 顶板下沉量随不同煤柱宽度的变形曲线近似为一条直线,其变化不大,但顶板下沉持续一种高变形状态。

3) 窄煤柱帮移近量随煤柱宽度的增加呈现先小范围内减小后迅速增大的趋势。煤柱宽度由 3 m 增至 5 m 时,窄煤柱帮移近量由 57 mm 减至 39 mm,减小了 32%;煤柱宽度由 5 m 增至 12 m 时,窄煤柱帮移近量由 39 mm 增至 321 mm,增加了 727%。由此可知,当煤柱宽度为 5 m 时,窄煤柱帮移近量随不同煤柱宽度的变形曲线出现了 1 个拐点,即最小值,其值为 39 mm,所以,煤柱宽度为 5 m 时,窄煤柱帮移近量最小。

4) 宽煤柱帮移近量随不同煤柱宽度的变形曲线近似为一条直线,其变化不大,但宽煤柱帮移近持续一种高变形状态。煤柱宽度由 3 m 增至 5 m 时,宽煤柱帮移近量由 210 mm 减至 183 mm,从 E1303 瓦排巷周围围岩位移云图和位移矢量图的综合表现图也可以看出,宽煤柱帮的位移得到了小范围内的减小;宽煤柱帮由 5 m 增至 15 m 时,其变化不大,变形量只有 57 mm,但是从 15~20 m 时,其变

形量就有明显的增加,多达 137 mm。

综上所述,窄煤柱宽度对大煤柱内沿空掘巷的底鼓和窄煤柱帮的影响很大,在煤柱宽度为 5 m 时其顶底板移近量和两帮移近量都在一个比较合理范围内,尤其是底鼓量和窄煤柱帮移近量在此时出现拐点,且此时巷道变形量都在工程允许范围内。

### 3.3 窄煤柱的合理宽度

通过运用极限平衡理论对该矿 E1303 瓦排巷窄煤柱合理宽度的计算,并根据数值计算对 E1305 工作面回采后的侧向支承应力分布规律和煤柱应力分布、巷道围岩应力分布、巷道围岩塑性区分布、巷道围岩变形与煤柱宽度的关系进行分析,确定大煤柱内沿空掘巷窄煤柱的合理宽度为 5 m。

## 4 现场矿压观测及分析

对现场矿压观测数据进行系统整理,得到巷道围岩表面位移移近及其速率与时间的变形曲线,具体如图 11 所示。

由图 11 分析可知,巷道围岩变形规律如下:

1) 巷道掘进影响期短,为 25 d 左右,围岩变形很快趋于稳定。在其期间,顶板下沉量最大为 63.2 mm,顶板下沉速率最大为 8.0 mm/d,最小为 0.4 mm/d,平均为 2.6 mm/d;底鼓量最大为 31.0 mm,底鼓速率最大为 4.8 mm/d,最小为 0,平均为 1.4 mm/d;大煤柱帮移近量最大为 49.0 mm,大煤柱帮移近速率最大为 6.2 mm/d,最小为 0.1 mm/d,平均为 2.0 mm/d;实体煤帮移近量最大为 55.1 mm,实体煤帮移近速率最大为 7.8 mm/d,最小为 0.2 mm/d,平均为 2.4 mm/d;在巷道掘进后的第 17 d,对底板进行硬化处理(硬化厚度 200 mm),使得巷道底鼓变形较小。

2) 在巷道掘进稳定期间,顶板下沉量最大为 72.5 mm,顶板下沉速率最大为 0.5 mm/d,最小为 0 mm/d,平均为 0.1 mm/d;底鼓量最大为 31.0 mm,底鼓速率为 0;大煤柱帮移近量最大为 61.0 mm,大煤柱帮移近速率最大为 0.7 mm/d,最小为 0,平均为 0.2 mm/d;实体煤帮移近量最大为 65.0 mm,实体煤帮移近速率最大为 0.6 mm/d,最小为 0,平均为 0.1 mm/d;两帮围岩变形大于顶底板围岩变形,其中大煤柱帮移近速率稍大于实体煤帮移近速率,说明大煤柱内的围岩应力对其巷道变形产生一定的影响,但其整体围岩变形不大,表明确定的护巷煤柱宽度是合理的。



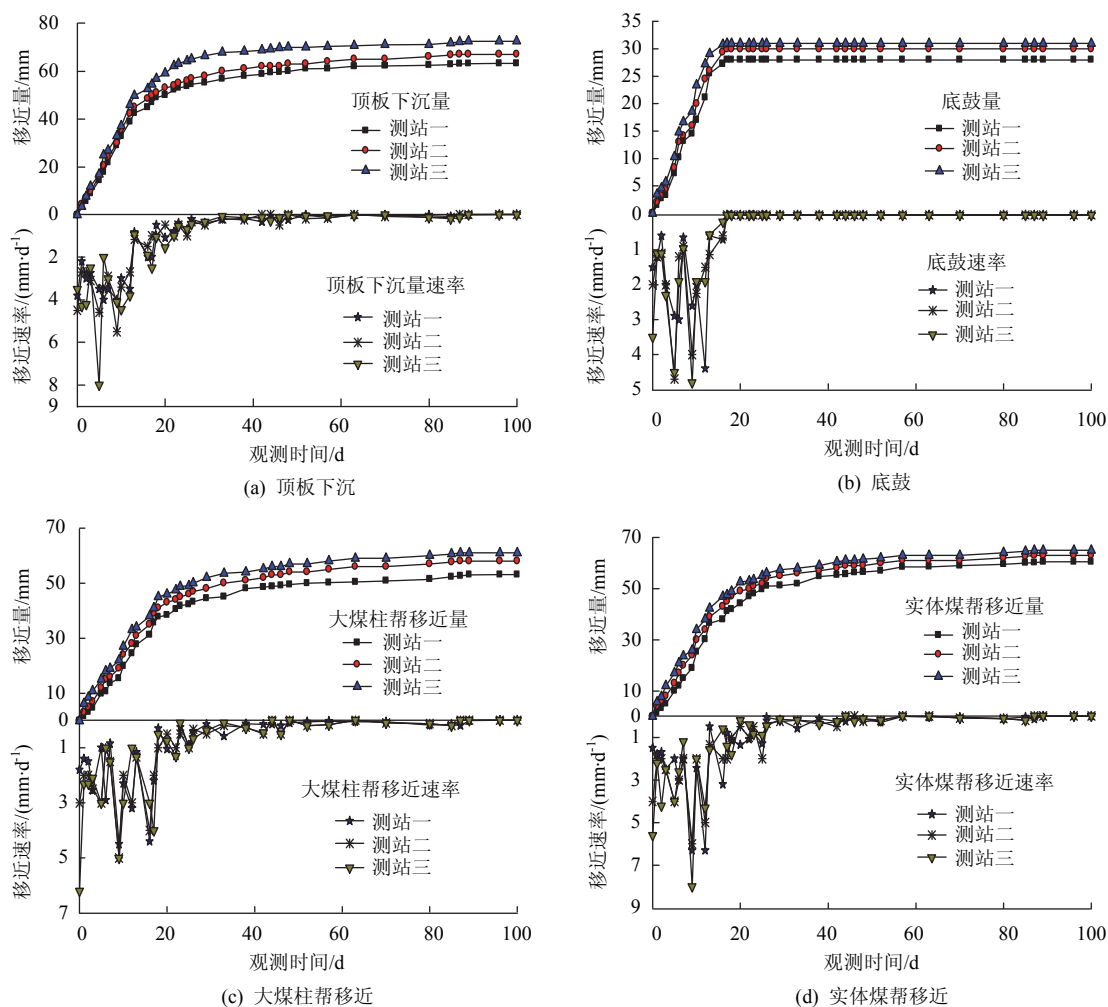


图 11 巷道围岩表面位移移近与时间的变形曲线

Fig.11 Surface displacement of the surrounding rock deformation curve closer to the time

## 5 结 论

1) 研究了有大煤柱情况下采空区侧向应力分布规律, 即距采空区侧向煤壁 0~5 m 范围内为应力降低区, 距采空区侧向煤壁 5~42.5 m 范围内为应力升高区, 距采空区侧向煤壁 42.5~62.5 m 范围内为应力波动区, 距采空区侧向煤壁距离大于 62.5 m 的范围称为原岩应力区; 垂直应力总体表现为先增大后减小的趋势。

2) 运用数值计算对侧向支承应力分布规律和煤柱应力分布、巷道围岩应力分布、巷道围岩塑性区分布、巷道围岩变形与煤柱宽度的关系进行分析, 并结合极限平衡理论和该矿实际情况, 最终确定大煤柱内沿空掘巷窄煤柱的合理宽度为 5 m。

3) 利用本文所提方法确定的窄煤柱宽度科学、可靠, 为大煤柱内沿空掘巷窄煤柱合理宽度的确定提供了科学依据, 改善了工作面双 U 型巷道布置巷

道变形破坏严重、返修量剧增的状况, 提高了煤炭资源采出率。

## 参考文献:

- [1] 张科学. 高瓦斯煤层巷道布置及控制技术研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2012.
- [2] 柏建彪. 沿空掘巷围岩控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2006.
- [3] 刘向增, 张科学, 徐学锋, 等. 开采深度对沿空掘巷围岩变形规律的影响[J]. 煤矿安全, 2011, 42(11): 23-26.  
LIU Xiangzeng, ZHANG Kexue, XU Xuefeng, et al. Study on the mining depths impact on deformation law of surrounding rock in roadway driving along next goaf[J]. Safety in Coal Mines, 2011, 42(11): 23-26.
- [4] 张科学, 郝云新, 张军亮, 等. 孤岛工作面回采巷道围岩稳定性机理及控制技术[J]. 煤矿安全, 2010, 41(11): 61-64.

(下转第 269 页)